



Zbigniew Pater

Podstawy metalurgii i odlewnictwa

P
O
D
R
Ę
C
Z
N
I
K
I



Podstawy metalurgii i odlewnictwa

Podręczniki – Politechnika Lubelska



Politechnika Lubelska
Wydział Mechaniczny
ul. Nadbystrzycka 36
20-618 LUBLIN

Zbigniew Pater

Podstawy metalurgii i odlewnictwa



Politechnika Lubelska
Lublin 2014

Recenzent:

dr. hab. inż. Andrzej Gontarz, prof. Politechniki Lubelskiej

Publikacja wydana za zgodą Rektora Politechniki Lubelskiej

© Copyright by Politechnika Lubelska 2014

ISBN: 978-83-7947-088-4

Wydawca: Politechnika Lubelska

ul. Nadbystrzycka 38D, 20-618 Lublin

Realizacja: Biblioteka Politechniki Lubelskiej

Ośrodek ds. Wydawnictw i Biblioteki Cyfrowej

ul. Nadbystrzycka 36A, 20-618 Lublin

tel. (81) 538-46-59, email: wydawca@pollub.pl

www.biblioteka.pollub.pl

Druk: TOP Agencja Reklamowa Agnieszka Łuczak

www.agencjatop.pl

Elektroniczna wersja książki dostępna w Bibliotece Cyfrowej PL www.bc.pollub.pl

Nakład: 100 egz.

Spis treści

Od Autora.....	11
1. Metale i ich stopy	13
1.1. Wprowadzenie.....	13
1.2. Budowa krystaliczna metali	14
1.3. Krystalizacja metali	17
1.4. Budowa i krystalizacja stopów	18
1.5. Właściwości metali i stopów.....	21
1.6. Układ żelazo - węgiel	23
2. Materiały ogniotrwałe i paliwa hutnicze.....	27
2.1. Materiały ogniotrwałe	27
2.1.1. Własności materiałów ogniotrwałych	27
2.1.2. Klasyfikacja materiałów ogniotrwałych.....	28
2.1.3. Produkcja materiałów ogniotrwałych	30
2.2. Paliwa hutnicze	32
2.2.1. Własności paliw hutniczych.....	32
2.2.2. Wytwarzanie gazu czadnicowego	33
2.2.3. Wytwarzanie koksu	35
3. Wytwarzanie surówki żelaza.....	39
3.1. Rudy żelaza	39
3.1.1. Charakterystyka rud żelaza	39
3.1.2. Przygotowanie rud żelaza.....	41
3.2. Wytwarzanie surówki w wielkim piecu.....	47
3.2.1. Materiały wsadowe do wielkiego pieca	47
3.2.2. Wielki piec i urządzenia towarzyszące	49
3.2.3. Proces wielkopiecowy	56
3.2.4. Produkty wielkiego pieca	59
3.3. Wytwarzanie żelaza poza wielkim piecem.....	61
4. Procesy stalownicze.....	65
4.1. Stal i staliwo	65
4.2. Materiały wsadowe i główne reakcje	67
4.2.1. Materiały wsadowe w procesach stalowniczych	67

4.2.2. Mieszalniki.....	68
4.2.3. Podstawowe reakcje zachodzące w procesie stalowniczym.....	69
4.3. Proces martenowski.....	72
4.3.1. Piec martenowski.....	72
4.3.2. Przebieg procesu.....	73
4.4. Procesy konwertytorowe.....	75
4.4.1. Procesy wykorzystujące dmuch powietrza.....	76
4.4.2. Tlenowe procesy konwertytorowe.....	81
4.5. Elektrometalurgia stali.....	86
4.5.1. Wytapianie stali w łukowym piecu elektrycznym.....	87
4.5.2. Wytapianie stali w indukcyjnym piecu elektrycznym.....	89
4.6. Obróbka pozapiecowa stali.....	90
4.6.1. Procesy obróbki pozapiecowej prowadzone pod ciśnieniem atmosferycznym.....	92
4.6.2. Procesy obróbki pozapiecowej prowadzone pod ciśnieniem obniżonym.....	93
4.7. Odlewanie stali.....	96
4.7.1. Odlewanie stali do wlewnic.....	96
4.7.2. Ciągłe odlewanie stali.....	98
5. Metalurgia żeliwa.....	101
5.1. Charakterystyka żeliwa.....	101
5.2. Materiały wsadowe w produkcji żeliwa.....	103
5.2.1. Metalowe materiały wsadowe.....	103
5.2.2. Paliwa odlewnicze.....	104
5.2.3. Topniki.....	105
5.3. Wytapianie żeliwa w żeliwiakach koksowych.....	106
5.3.1. Żeliwiaki z dmuchem zimnym.....	107
5.3.2. Żeliwiaki z dmuchem podgrzewanym.....	110
5.3.3. Żeliwiaki z dmuchem wzbogaconym w tlen.....	115
5.4. Wytapianie żeliwa w piecach na paliwo ciekłe i gazowe.....	116
5.4.1. Piece trzonowe.....	116
5.4.2. Piece szybowe gazowe.....	117
5.4.3. Piece tyglowe.....	119
5.5. Wytapianie żeliwa w piecach elektrycznych.....	119
5.5.1. Piece oporowe.....	120
5.5.2. Piece łukowe.....	121
5.5.3. Piece indukcyjne.....	122
5.6. Obróbka pozapiecowa ciekłego żeliwa.....	124
6. Metalurgia metali nieżelaznych.....	127
6.1. Wiadomości ogólne.....	127

6.1.1. Charakterystyka metali nieżelaznych i metody ich wytwarzania	127
6.1.2. Metody przygotowania rud.....	128
6.2. Metalurgia aluminium	132
6.2.1. Charakterystyka aluminium	132
6.2.2. Otrzymywanie tlenku glinu	132
6.2.3. Elektroliza tlenku glinu	134
6.2.4. Rafinacja aluminium hutniczego	136
6.2.5. Wytwarzanie aluminium wtórnego.....	137
6.3. Metalurgia cynku	137
6.3.1. Charakterystyka cynku	137
6.3.2. Pirometalurgia cynku	138
6.3.3. Hydroelektrometalurgia cynku	140
6.4. Metalurgia ołowiu.....	141
6.4.1. Charakterystyka ołowiu.....	141
6.4.2. Wytapianie ołowiu w piecach szybowych	142
6.4.3. Wytapianie ołowiu w piecach obrotowo-wahadłowych	143
6.4.4. Rafinacja ołowiu surowego	144
6.5. Metalurgia miedzi	145
6.5.1. Charakterystyka miedzi	145
6.5.2. Pirometalurgia miedzi	146
6.5.3. Hydrometalurgia miedzi.....	151
6.5.4. Wytwarzanie miedzi wtórnej	153
7. Walcownictwo	155
7.1. Wiadomości podstawowe.....	155
7.1.1. Zakres zastosowania procesu walcowania	155
7.1.2. Metody walcowania	158
7.2. Walcarki i walcownie	160
7.2.1. Walcarka i jej części składowe.....	160
7.2.2. Rodzaje walców	162
7.2.3. Podział walcowni.....	164
7.3. Charakterystyka procesu walcowania	167
7.3.1. Parametry charakteryzujące odkształcenie.....	167
7.3.2. Warunek chwytu materiału przez walce	168
7.3.3. Zjawiska zachodzące w strefie walcowania.....	169
7.3.4. Parametry siłowe w procesie walcowania	171
7.4. Walcowanie wyrobów płaskich	172
7.4.1. Walcowanie blach grubych na gorąco.....	172
7.4.2. Walcowanie na gorąco i zimno blach cienkich oraz taśm	175
7.5. Walcowanie wyrobów długich.....	179

7.5.1. Kalibrowanie walców – rodzaje i kształty wykrojów	180
7.5.2. Przykładowe rozwiązania	183
7.6. Walcowanie rur.....	186
7.6.1. Walcowanie rur bez szwu.....	188
7.6.2. Walcowanie rur ze szwem.....	195
7.7. Walcowanie wyrobów specjalnych.....	197
7.7.1. Walcowanie kul	197
7.7.2. Walcowanie kół i obręczy.....	200
8. Ciągarnictwo.....	201
8.1. Wiadomości podstawowe.....	201
8.1.1. Zakres zastosowania procesu ciągnięcia.....	201
8.1.2. Metody ciągnięcia.....	202
8.1.3. Wyroby ciągnięte	203
8.2. Ciągadła	205
8.2.1. Budowa ciągadeł	205
8.2.2. Materiały stosowane do wyrobu ciągadeł	208
8.2.3. Zużycie ciągadeł i ich regeneracja	211
8.3. Ciągarki	212
8.3.1. Ciągarki bębnowe.....	212
8.3.2. Ciągarki ławowe	216
8.4. Technologia ciągnięcia	217
8.4.1. Ciągnięcie drutów patentowanych	220
8.4.2. Ciągnięcie prętów	221
8.4.3. Ciągnięcie rur	221
8.5. Tarcie i smarowanie w procesie ciągnięcia	223
8.6. Wykończanie wyrobów ciągniętych.....	225
9. Metalurgia proszków	227
9.1. Wiadomości ogólne	227
9.1.1. Wprowadzenie	227
9.1.2. Zastosowanie metalurgii proszków	227
9.1.3. Typowe procesy wytwarzania wyrobów z proszków metali	229
9.2. Wytwarzanie i rozdrabnianie proszku	231
9.2.1. Metody wytwarzania proszków	231
9.2.2. Rozdrabnianie proszku	234
9.2.3. Właściwości technologiczne proszków metali	234
9.3. Prasowanie proszku	239
9.3.1. Przygotowanie proszku do prasowania.....	239
9.3.2. Metody prasowania proszków metali	239
9.3.3. Parametry prasowania proszków metali.....	244

9.4. Spiekanie proszku	246
9.4.1. Charakterystyka ogólna.....	246
9.4.2. Mechanizmy spiekania	248
9.5. Obróbka wykończająca spieków	249
9.5.1. Nasycanie spieków	249
9.5.2. Doprasowywanie.....	250
9.5.3. Kalibrowanie spieków	251
9.5.4. Obróbka cieplna i cieplno-chemiczna	251
9.5.5. Kucie spieków.....	252
10. Odlewnictwo	255
10.1. Wiadomości ogólne	255
10.1.1. Wprowadzenie.....	255
10.1.2. Klasyfikacja odlewnictwa	256
10.1.3. Podstawowe nazewnictwo	256
10.1.4. Główne etapy procesu wykonania odlewu	258
10.2. Modele odlewnicze.....	259
10.2.1. Klasyfikacja modeli odlewniczych.....	259
10.2.2. Materiały stosowane na modele	260
10.2.3. Podstawy konstrukcji modelu	263
10.3. Układ wlewowy.....	265
10.3.1. Zadania i rodzaje układu wlewowego	265
10.3.2. Elementy układu wlewowego.....	266
10.4. Materiały formierskie	267
10.4.1. Podstawowe materiały formierskie.....	267
10.4.2. Pomocnicze materiały formierskie	269
10.4.3. Masy formierskie i rdzeniowe	270
10.5. Rdzenie odlewnicze	274
10.5.1. Charakterystyka rdzeni odlewniczych	274
10.5.2. Ręczne wykonywanie rdzeni odlewniczych	275
10.5.3. Maszynowe wykonywanie rdzeni odlewniczych	278
10.6. Formy piaskowe formowane ręcznie.....	279
10.6.1. Narzędzia i przyrządy formierskie.....	279
10.6.2. Formowanie w skrzynkach	281
10.6.3. Formowanie w gruncie	287
10.6.4. Formowanie za pomocą modeli uproszczonych.....	288
10.7. Formy piaskowe formowane maszynowo	289
10.7.1. Formowanie prasowaniem	291
10.7.2. Formowanie wstrząsaniem.....	292
10.7.3. Formowanie przez wibrację.....	293

10.7.4. Formowanie przez narzucanie.....	294
10.8. Zalewanie form odlewniczych i krzepnięcie odlewu	295
10.8.1. Zalewanie form odlewniczych	295
10.8.2. Krzepnięcie i stygnięcie odlewu.....	297
10.9. Wybijanie, oczyszczanie i wykańczanie odlewów	299
10.9.1. Wybijanie odlewów z form	299
10.9.2. Oczyszczanie powierzchni odlewów	301
10.9.3. Wykańczanie odlewów	302
10.10. Specjalne metody odlewania.....	306
10.10.1. Odlewanie do form skorupowych	306
10.10.2. Odlewanie metodą wytapianych modeli.....	307
10.10.3. Odlewanie metodą Shawa.....	309
10.10.4. Odlewanie do form półtrwałych.....	310
10.10.5. Odlewanie kokilowe	311
10.10.6. Odlewanie odśrodkowe.....	314
10.10.7. Odlewanie pod wysokim ciśnieniem	316
10.10.8. Odlewanie ciągłe	318
Materiały źródłowe	321

Od Autora

Metalurgia to nauka, która zajmuje się sposobami otrzymywania metali i stopów, jak również metodami przeróbki tych materiałów w celu uzyskania odpowiednich właściwości. Dzieli się na metalurgię żelaza i metalurgię metali nieżelaznych.

Metalurgia wykorzystywana do otrzymywania przedmiotów o wymaganym kształcie i wymiarach znana jest człowiekowi już od tysięcy lat. Na podstawie danych literaturo-
wych [100] można stwierdzić, że początki stosowania metali nieżelaznych do wytwarzania przedmiotów użytkowych dotyczą następujących okresów:

- ❑ ok. 7000 p.n.e. – przetapianie samorodków złota, odlewanie, kucie;
- ❑ ok. 7000 p.n.e. – przetapianie samorodków miedzi, odlewanie, kucie;
- ❑ ok. 6000 p.n.e. – wytapianie ołowiu z rudy, odlewanie;
- ❑ ok. 5000 p.n.e. – wytapianie miedzi z rudy, odlewanie, kucie;
- ❑ ok. 4000 p.n.e. – wytapianie stopu miedzi z rud mieszanych zawierających Cu, As, Pb, odlewanie, kucie;
- ❑ ok. 3000 p.n.e. – wytapianie cyny z rudy, odlewanie;
- ❑ ok. 2500 p.n.e. – otrzymywanie brązu przez stapianie miedzi z cyną, odlewanie kucie;
- ❑ ok. 1000 p.n.e. – otrzymywanie mosiądzu przez stapianie miedzi z rudą cynku;

Rozpowszechnienie metali i stopów zdominowało życie człowieka na tyle, że zaczęto wyróżniać w dziejach ludzkości epoki, których nazwy uzależniono od materiału dominującego. Powszechnie znane i stosowane są takie nazwy jak epoka brązu (2500 p.n.e. ÷ 700 p.n.e.), czy epoka żelaza (po 700 p.n.e.). Więcej informacji na temat historii odlewnictwa i metalurgii znaleźć można w podręczniku p.t. *„Wybrane zagadnienia z historii techniki”* [100].

Niniejsze opracowanie ma za zadanie zaznajomić Czytelnika z podstawami metalurgii i odlewnictwa. Ze względu na ograniczoną objętość w podręczniku opisano tylko wybrane procesy metalurgiczne i odlewnicze, które zdaniem autora odgrywają dominującą rolę w zakładach branży metalurgicznej (huty, odlewnie). Z ważniejszych procesów hutniczych pominięto tylko kucie swobodne, które zostało wyczerpująco opisane w podręczniku *„Podstawy technologii obróbki plastycznej”* [101], wydanym w Wydawnictwach Politechniki Lubelskiej.

Podręcznik przeznaczony jest dla studentów wyższych szkół technicznych studiujących na kierunkach: „Mechanika i budowa maszyn”, „Inżynieria materiałowa”, „Meta-

lurgia”, „Inżynieria produkcji”. W celu rozszerzenia wiadomości z omawianego zakresu zaleca się Czytelnikowi korzystanie z literatury specjalistycznej, której zestawienie podano na końcu opracowania.

Autor starał się dołożyć wszelkich starań by podręcznik zawierał kompendium wiedzy z zakresu techniki metalurgicznej i odlewniczej. Jednakże jest On świadomy, że cel ten nie został w pełni osiągnięty, chociażby ze względu na różnorodność i ilość poruszanych zagadnień. Dlatego też autor będzie wdzięczny za wszelkie uwagi, korekty i propozycje zmian.

Na zakończenie Autor wyraża podziękowanie wszystkim osobom, których uwagi przyczyniły się do podniesienia jakości treści zawartej w podręczniku. Szczególne podziękowania kierowane są do Recenzenta, którego cenne uwagi i spostrzeżenia wpłynęły na nadanie opracowaniu jego obecnej formy.

1. Metale i ich stopy

1.1. Wprowadzenie

Za **metale** uważane są pierwiastki układu okresowego, które w stanie stałym charakteryzują się:

- ❑ ujemną wartością współczynnika temperaturowego przewodności elektrycznej (przewodność maleje wraz ze wzrostem temperatury);
- ❑ brakiem przezroczystości;
- ❑ połyskiem metalicznym;
- ❑ dobrymi własnościami wytrzymałościowymi i dużą plastycznością.

Metale w stanie stałym mają budowę w formie sieci krystalicznej, której węzły stanowią dodatnie jony powstałe na skutek utraty elektronów. Przy czym elektrony te mogą przechodzić od jednego do drugiego atomu, lub też krążyć naokoło ich jąder wywołując siły łączące poszczególne atomy. Tego rodzaju powiązanie atomów nazywa się wiązaniem metalicznym. Natomiast elektrony przemieszczające się w całej objętości metalu, powodujące podane wiązanie, tworzą tzw. gaz elektronowy.

Wiązanie metaliczne warunkuje określone właściwości metali, ale nie ma charakteru kierunkowego. Spójność metali powodują siły przyciągania występujące pomiędzy jonami sieci krystalicznej i krążącymi w sposób bezładny elektronami. Jony utrzymują się w węzłach sieci (w określonej odległości) dzięki działaniu sił odpychających, występujących pomiędzy ładunkami równomiennymi. Energia wiązania metalicznego wywołana działaniem omówionych sił, odpowiadających siłom spójności wewnętrznej metali, jest duża i zawiera się w zakresie 50÷200 kcal/mol - co tłumaczy dobre własności wytrzymałościowe metali.

Ciekawym jest, iż właściwości metaliczne nie są stałe dla określonego pierwiastka, a są zależne od stanu w jakim pierwiastek ten znajduje się w warunkach rzeczywistych. Spośród znanych pierwiastków naturalnych, wyszczególnionych na rys. 1.1, tylko 18 pozbawionych jest całkowicie cech metalicznych. Są to: wodór, hel, węgiel, azot, tlen, fluor, neon, fosfor, siarka, chlor, argon, selen, brom, krypton, jod, ksenon, astat i radon.

W technice znacznie częściej niż metale w stanie czystym wykorzystuje się **stopy metali** (tworzywo o właściwościach metalicznych, w którego strukturze metal jest osnową, poza którą występuje przynajmniej jeden składnik dodatkowy, nazywany dodatkiem stopowym). Dla porównania, obecnie zastosowanie znajduje w stanie czystym tylko około 30 metali i około 100.000 stopów metali. Stopy mają lepsze właściwości mechaniczne (zwłaszcza technologiczne), a przez odpowiedni dobór składników stopowych można uzyskiwać materiały o zakładanych właściwościach fizykochemicznych.

1																	18	
1	H Wodór																	He Hel
2	Li Lit	Be Beryl											B Bor	C Węgiel	N Azot	O Tlen	F Fluor	Ne Neon
3	Na Sód	Mg Magnez											Al Glin	Si Krzem	P Fosfor	S Siarka	Cl Chlor	Ar Argon
4	K Potas	Ca Wapń	Sc Skand	Ti Tytan	V Wanad	Cr Chrom	Mn Mangan	Fe Żelazo	Co Kobalt	Ni Nikiel	Cu Miedź	Zn Cynk	Ga Gal	Ge German	As Arsen	Se Selen	Br Brom	Kr Krypton
5	Rb Rubid	Sr Stront	Y Itr	Zr Cyrkon	Nb Niob	Mo Molibden	Tc Technet	Ru Ruten	Rh Rod	Pd Pallad	Ag Srebro	Cd Kadm	In Ind	Sn Cyna	Sb Antymon	Te Tellur	I Jod	Xe Ksenon
6	Cs Cez	Ba Bar	*	Hf Hafn	Ta Tantal	W Wolfram	Re Ren	Os Osm	Ir Iryd	Pt Platyna	Au Złoto	Hg Rtęć	Tl Tal	Pb Ółów	Bi Bizmut	Po Polon	At Astat	Rn Radon
7	Fr Frans	Ra Rad	**	Rf Rutherford	Db Dubn	Sg Seaborg	Bh Bohr	Hs Has	Hs Meitner	Mt Mittler	Uun Uun	Uuu Uuu	Uub Uub					
* Lantanowce																		
	La Lantan	Ce Cer	Pr Prazeodym	Nd Neodym	Pm Promet	Sm Samar	Eu Europ	Gd Gadolin	Tb Terb	Dy Dyspoz	Ho Holm	Er Erb	Tm Tul	Yb Itrerb	Lu Lutet			
** Aktynowce																		
	Ac Aktyn	Th Tor	Pa Proaktyn	U Uran	Np Neptun	Pu Pluton	Am Ameryk	Cm Kium	Bk Bekerel	Cf Kaliforn	Es Einstein	Fm Ferm	Md Mendelew	No Nobel	Lr Lorens			

metale półmetale niemetale niemetale: gazy szlachetne

Rys. 1.1. Układ okresowy pierwiastków, czyli ich zestawienie wg rosnącej liczby atomowej [144]

Stopy klasyfikuje się stosując następujące kryteria:

- składu głównego, np.: stopy żelaza, stopy aluminium, stopy miedzi, stopy tytanu, itd.;
- ilości składników – wyróżnia się stopy dwuskładnikowe, trójskładnikowe i wieloskładnikowe;
- przeznaczenia, np.: stopy konstrukcyjne, stopy odlewnicze, stopy do przeróbki plastycznej, itd.

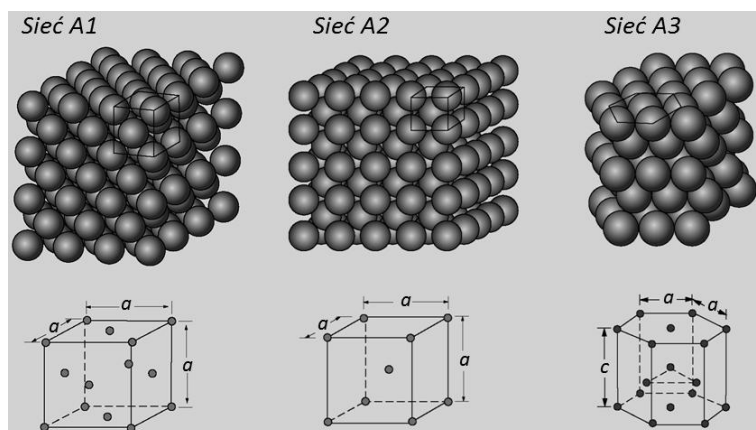
Do wytwarzania stopów metali stosuje się następujące metody:

- metalurgiczną, bazującą na procesie redukcji rud połączonym ze stapieniem otrzymywanych składników (np. podczas wytopu surowki w procesie wielkopicowym);
- odlewniczą, w której stosuje się przetapianie metali czystych z ewentualnym dodatkiem złomu lub stopów pośrednich (np. podczas otrzymywania brązów);
- metalurgii proszków, która polega na wymieszaniu proszków metali (w odpowiedniej proporcji) i następnym ich sprasowaniu oraz ewentualnym spieczeniu (np. przy otrzymywaniu materiałów stykowych).

1.2. Budowa krystaliczna metali

Wszystkie metale w stanie stałym mają budowę krystaliczną. Atomy tworzące metale są rozmieszczone w przestrzeni w sposób regularny (w ściśle określonych kierunkach i odległościach) tworząc sieć krystaliczną.

Rys. 1.2. Przykłady typowych sieci krystalicznych z wyróżnionymi poszczególnymi kryształami oraz modelami komórek sieciowych



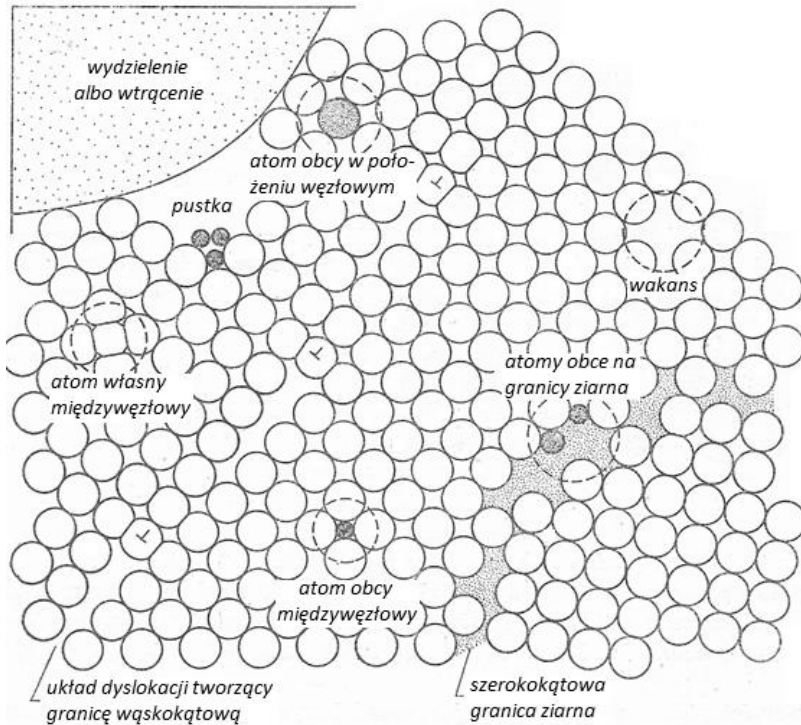
Większość metali krystalizuje w trzech podstawowych rodzajach sieci przestrzennej. Są nimi (rys. 1.2):

- ❑ sieć regularna płasko centrowana (oznaczona symbolem A1), która występuje w takich metalach jak: żelazo γ , aluminium, miedź, nikiel, ołów, srebro, złoto, platyna, iryd, pallad;
- ❑ sieć regularna przestrzennie centrowana (oznaczana przez A2), w której krystalizuje m.in.: żelazo α , wolfram, wanad, molibden, chrom oraz lit;
- ❑ sieć heksagonalna (oznaczenie A3), występująca w metalach takich jak: cynk, kadm, magnez, beryl, tytan α .

Istnieje szereg metali (np.: żelazo, tytan, kobalt, magnez), które mogą występować w kilku układach krystalicznych, w zależności od temperatury i ciśnienia. W takim przypadku w określonej temperaturze ma miejsce zamiana sieci przestrzennej na inny typ. Taką właściwość metali określa się alotropią, zaś przejście z jednego układu krystalograficznego do drugiego nosi nazwę przemiany alotropowej.

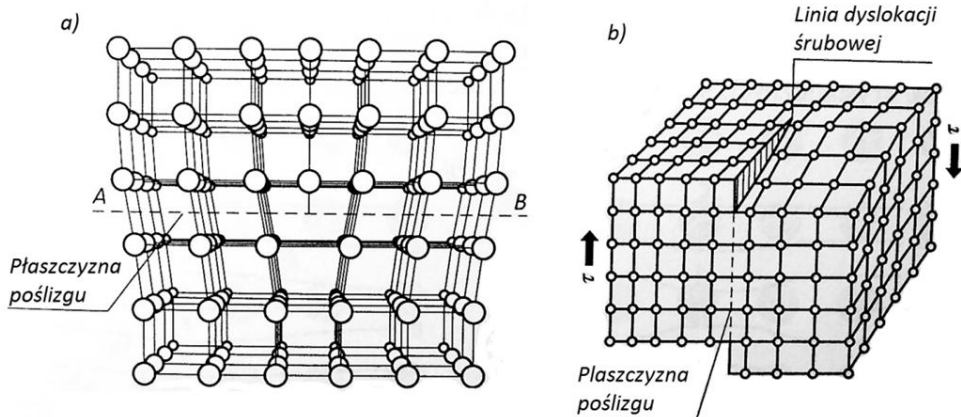
Sieć krystalograficzna jest silnie zdefektowana (rys. 1.3). Zawsze występują w niej liczne błędy budowy, m.in. wywołane obecnością obcych atomów, jak również nieprawidłowym ułożeniem atomów własnych. Ze względu na geometrię dzieli się na:

- ❑ defekty punktowe, które na ogół powstają wskutek:
 - występowania obcych atomów o wymiarach różnych od wymiarów atomów obecnej sieci;
 - nieobsadzenia własnymi atomami węzłów sieci przestrzennej (wakanse, luki itp.);
 - wciśnięcia nadliczbowych atomów własnych pomiędzy atomy znajdujące się w węzłach;
- ❑ defekty liniowe, nazywane dyslokacjami, które dzieli się na:
 - dyslokacje krawędziowe (rys. 1.4a) będące skutkiem istnienia dodatkowej półpłaszczyzny atomowej (ekstra płaszczyzny), wciśniętej między rozsunięte płaszczyzny atomowe idealnej sieci krystalicznej;



Rys. 1.3. Schemat przedstawiający rodzaje defektów występujących w sieci krystalicznej [30]

- dyslokacje śrubowe (rys. 1.4b) powodujące, że płaszczyzna atomowa staje się powierzchnią śrubową, której skok jest równy jednemu parametrowi sieciowemu;
- dyslokacje mieszane, które mają elementy obu poprzednio wymienionych dyslokacji;



Rys. 1.4. Dyslokacje występujące w sieci prostej układu regularnego: a) krawędziowa, b) śrubowa [30]

- defekty powierzchniowe - zaburzenia struktury krystalicznej mające postać powierzchni o grubości od jednego do kilku parametrów sieciowych. Są to np.: zgrupowania wakansów, powierzchnie zewnętrzne, granice międzyfazowe, czy też pokazane na rys. 1.5 granice między ziarnami tej samej fazy.



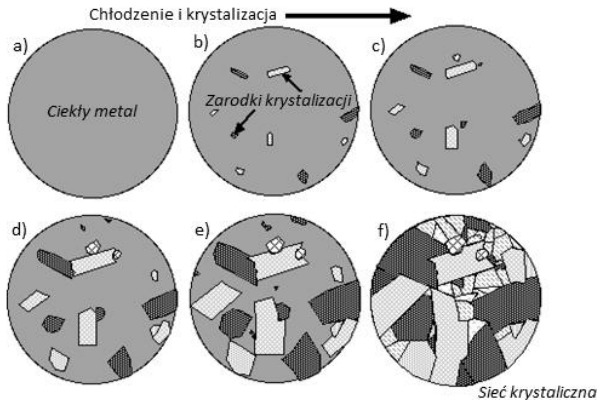
Rys. 1.5. Mikrostruktura stali N13 w stanie przegrzanym: trawienie - nital, powiększenie 250x (widoczne są ciemne ziarna perlitu oraz jasny cementyt wtórny na granicach ziaren) [109]

1.3. Krystalizacja metali

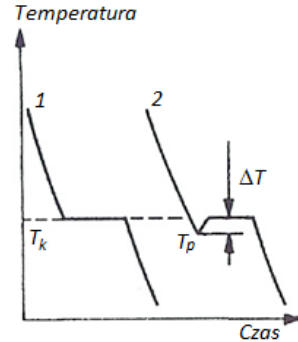
Podczas obniżania temperatury ciekłego metalu zaczyna zachodzić (w określonej temperaturze) proces powstawania nowej fazy, tj. fazy stałej. Ta przemiana zachodzi samorzutnie i przebiega zgodnie z podstawowymi prawami termodynamiki, to jest dążeniem do zmniejszenia energii swobodnej (w określonej temperaturze trwała jest ta faza metalu, która ma mniejszą energię swobodną).

Wtedy, gdy temperatura chłodzonego ciekłego metalu zbliża się do temperatury krzepnięcia T_k , to atomy będące do tej pory w ruchu zaczynają zajmować określone miejsca, tworząc sieć przestrzenną. Są to tzw. zarodki krystalizacji. Dalsza krystalizacja przebiega głównie poprzez przyłączanie nowych warstw atomów do tych zarodków (rys. 1.6). Przyrost kryształów warunkowany jest ich stykiem z fazą ciekłą i trwa do momentu zetknięcia się z kryształami sąsiednimi. Krystalizacja kończy się w momencie zakrzepnięcia ostatniej kropli ciekłego metalu. Proces krzepnięcia przebiegający zgodnie z przytoczonym opisem nosi nazwę krystalizacji pierwotnej i ma duże znaczenie techniczne, gdyż wywiera znaczący wpływ na właściwości metalu.

Cechą charakterystyczną jest to, iż krystalizacja metali przebiega w stałej temperaturze i związana jest z wydzielaniem ciepła utajonego przemiany. Ilość tego ciepła jest tak duża, że na krzywej termicznej krzepnięcia metalu występuje przystanek temperatury (rys. 1.7 - krzywa 1). W procesach rzeczywistych, gdzie prędkości chłodzenia odbiegają od stanu równowagi ma miejsce przechłodzenie cieczy do wartości temperatury przechłodzenia T_p . Różnica temperatur krzepnięcia metalu T_k oraz przechłodzenia T_p wynosi ΔT i nazywana jest stopniem przechłodzenia. Jest ona proporcjonalna do prędkości chłodzenia metalu. Po rozpoczęciu krystalizacji, dzięki wydzielającemu się ciepłu utajonemu przemiany temperatura cieczy wzrasta i osiąga wartość temperatury krzepnięcia T_k (rys. 1.7 - krzywa 2).

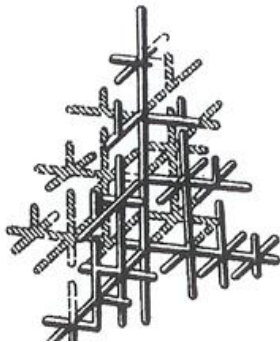


Rys. 1.6. Schemat przebiegu krzepnięcia metalu (krystalizacja pierwotna): a) ÷ f) kolejne fazy



Rys. 1.7. Krzywe stygnięcia metali (krzywe termiczne: 1 - w warunkach równowagi, 2 - w warunkach rzeczywistych [134])

W procesach rzeczywistych praktycznie nie występują warunki chłodzenia umożliwiające równomierny wzrost zarodków krystalizacji we wszystkich kierunkach. Z reguły istnieją pewne uprzywilejowane kierunki odprowadzania ciepła. W tych też kierunkach następuje rozrost kryształów. Efektem takiego wzrostu są kryształy przypominające kształtem rozgałęzione drzewo. Takie kryształy nazywa się dendrytami (rys. 1.8), a o metalach składających się z tych kryształów mówi się, że mają budowę dendrytyczną.



Rys. 1.8. Schemat dendrytu (po lewej) [14] oraz kryształ srebra o budowie dendrytycznej (po prawej)

1.4. Budowa i krystalizacja stopów

Stopem jest materiał otrzymywany z kilku metali lub metalu i innych dodatków stopowych. Struktura tego materiału jest trwała, gdy znajduje się on w stanie równowagi termodynamicznej (ma najmniejszą energię swobodną). Natomiast, gdy materiał ten nie znajduje się w stanie równowagi termodynamicznej (ma podwyższoną energię swobodną) jego struktura nie jest stała i może się zmieniać w czasie, pod wpływem czynników sprzyjających osiągnięciu stanu minimalnej energii swobodnej (np. wskutek zwiększenia temperatury).

Osiągnięcie stanu równowagi termodynamicznej ma pierwszorzędne znaczenie w przypadku stopów. Spełniona jest wówczas tzw. reguła faz Gibbsa, która łączy liczbę faz występujących w układzie, liczbę składników niezależnych oraz liczbę stopni swobody, zgodnie z zależnością:

$$s = \alpha - \beta + 1, \quad (1.1)$$

gdzie: s - liczba stopni swobody (zmiennych), które można zmieniać bez zmiany liczby faz będących w równowadze; α - liczba składników niezależnych (pierwiastków tworzących stop); β - liczba faz (jednorodnych części układu, które można oddzielić od reszty powierzchniami rozdziału).

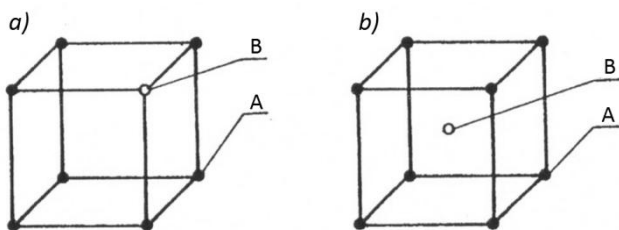
Stopy można podzielić na jednorodne (złożone z ziaren jednego rodzaju) oraz niejednorodne (składające się z kilku rodzajów ziaren). Natomiast fazy występujące w stopach metali stanowią:

- ❑ metale czyste, znajdujące się w stanie ciekłym lub stałym;
- ❑ roztwory ciekłe lub stałe;
- ❑ fazy międzymetaliczne.

Wiele metali w stanie ciekłym rozpuszcza się w sobie nawzajem tworząc jednorodny roztwór ciekły. Podobnie metal w stanie stałym może rozpuszczać w sobie inny metal stały. W przypadku roztworów (stałych lub ciekłych) wyróżnia się w nich metal podstawowy (będący w przewadze liczbowej) oraz składnik rozpuszczony.

Roztwory stałe są najczęstszymi fazami w stopach technicznych, które tworzą się przy ograniczonej lub nieograniczonej rozpuszczalności jednego składnika stopu w drugim składniku. Sieć przestrzenna takiego stopu może być dwojakiego rodzaju. I tak wyróżnia się:

- ❑ roztwór stały różnowęzłowy (rys. 1.9 a), w którym atomy jednego metalu zajmują częściowo miejsca atomów w sieci przestrzennej metalu macierzystego;
- ❑ roztwór stały międzywęzłowy (rys. 1.9 b), gdy atomy pierwiastka rozpuszczającego się w drugim składniku zajmują miejsca w sieci przestrzennej pomiędzy atomami metalu macierzystego.

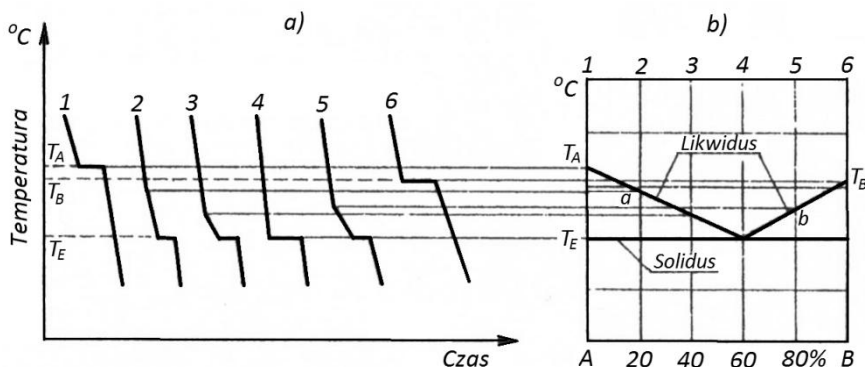


Rys. 1.9. Schemat sieci przestrzennej roztworu stałego: a) różnowęzłowego, b) międzywęzłowego [14]

Przebieg krystalizacji stopów rozpatruje się korzystając z wykresów równowagi fazowej układów, które ujmują budowę fazową stopu znajdującego się w stanie równowagi termodynamicznej, w zależności od temperatury i stężenia składników. Wykresy te sporządzane są na podstawie badań doświadczalnych, wykonywanych głównie metodami analizy cieplnej stopów. Polega ona na pomiarze zmian temperatury występują-

cych podczas stygnięcia stopu. Zmiany fazowe wiążą się ze zmianą energii wewnętrznej stopu, dlatego na krzywej równomiernego odprowadzenia ciepła występują przystanki temperatury, odpowiadające zachodzącym przemianom fazowym.

Metale czyste krzepną w stałej temperaturze, natomiast roztwory ciekłe krzepną w pewnym zakresie temperatur. Przykładowe krzywe stygnięcia dla najprostszego stopu składającego się z dwóch metali A i B o różnym składzie (oznaczonym przez 1, 2, 3, 4, 5 i 6) przedstawiono na rys. 1.10 a. Poszczególne odcinki poziome oraz punkty załamania na krzywych stygnięcia odpowiadają punktom krytycznym. Na podstawie tych krzywych wykonany został wykres układu równowagi fazowej, który zamieszczono na rys. 1.10 b. Jest on sporządzony w układzie współrzędnych: temperatura - skład procentowy stopów metali A i B.



Rys. 1.10. Sposób wyznaczania wykresu równowagi fazowej stopów podwójnych: a) krzywe stygnięcia stopów tworzących mieszaniny w stanie stałym, b) wykres równowagi fazowej stopów metali A i B, tworzących mieszaniny czystych składników [134]

Miejsca geometryczne punktów określających początek krzepnięcia tworzą linię nazywaną likwidusem, zaś miejsca punktów odpowiadających zupełnemu zakrzepnięciu stopów wyznaczają linię solidusu. Pomiedzy tymi liniami znajdują się zawsze dwie fazy równocześnie, tj. ciekła i stała. Składniki tworzące stop w stanie ciekłym rozpuszczają się w stosunku nieograniczonym, zaś w stanie stałym tworzą mieszaninę.

Rozpatrzmy krzepnięcie dwóch stopów, z których pierwszy zawiera 20% składnika B (krzywa stygnięcia 2 - rys. 1.10 a), a drugi 80% składnika B (krzywa stygnięcia 5 - rys. 1.10 a). W przypadku pierwszego z tych stopów w punkcie *a* na linii 2 (rys. 1.10 b) zaczynają tworzyć się kryształy metalu A. Równocześnie z wydzielaniem się tych kryształów roztwór ciekły, w którym są one zawieszony będzie wzbogacał się w składnik B. Dalsze obniżanie temperatury roztworu będzie powodowało powstawanie i wydzielanie się kolejnych kryształów składnika A, aż do osiągnięcia przez roztwór temperatury T_E , w której nie wydziela się wyłącznie metal A, ale oba metale jednocześnie (wydzielanie to trwa do momentu całkowitego zakrzepnięcia roztworu). W przypadku stopu drugiego krzepnięcie przebiega analogicznie z tą jednak różnicą, iż po osiągnięciu punktu *b* (linia 5 - rys. 1.10 b) najpierw wydzielają się kryształy metalu B, w temperaturze innej niż uprzednio. Natomiast temperatura końcowa krzepnięcia jest taka sama i wynosi T_E . Mieszanina powstająca w ten sposób, iż zaczyna i kończy krzepnięcie w tej samej temperaturze, skła-

dająca się z drobnych składników A i B nosi nazwę mieszaniny eutektycznej lub eutektyki, zaś temperatura, w której przebiega krzepnięcie to temperatura eutektyczna.

Więcej informacji na temat stopów metali, ich krzepnięcia i wykresów równowagi fazowej znaleźć można w literaturze specjalistycznej, np. [23, 34].

1.5. Właściwości metali i stopów

Dobierając materiał do konkretnego zastosowania należy kierować się jego właściwościami fizykochemicznymi i mechanicznymi, jak również przydatnością technologiczną.

Za właściwości fizykochemiczne uznaje się: gęstość (masę właściwą), temperatury topnienia i wrzenia, skurcz podczas krzepnięcia, współczynnik rozszerzalności cieplnej, przewodność cieplną, przewodność elektryczną właściwą (konduktywność), odporność na działanie środków chemicznych.

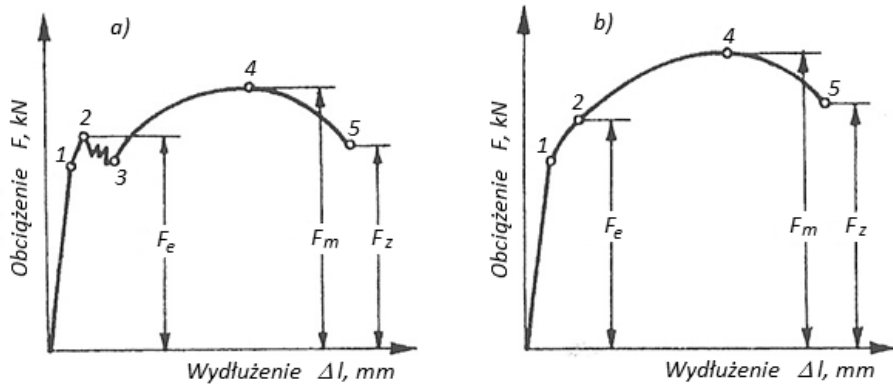
Właściwości mechaniczne metali i stopów określone są przez: wytrzymałość, plastyczność, ciągliwość, twardość, odporność na zmęczenie i pełzanie, jak również odporność na zużycie. Przytaczane właściwości są najważniejsze przy rozpatrywaniu zastosowania konkretnego materiału w projektowanej konstrukcji (maszynie, przyrządzie itp.). Determinują one zachowanie się materiału (metalu, stopu) pod wpływem oddziaływujących obciążeń (sił zewnętrznych, momentów gnących i skręcających) przyłożonych do konstrukcji. Właściwości mechaniczne są zależne od budowy krystalicznej materiału.

Pod pojęciem wytrzymałości rozumie się właściwość, która polega na przeciwstawianiu się odkształceniom i zniszczeniu materiału, następującemu pod wpływem przyłożonych statycznie lub dynamicznie obciążeń. Wytrzymałość materiału wyznacza się na podstawie charakterystyk otrzymanywanych podczas badań doświadczalnych.

W zależności od kierunku i miejsca przyłożenia rozróżnia się obciążenia: rozciągające, ściskające, ścinające, zginające i skręcające. Natomiast w zależności od sposobu działania wyróżnia się obciążenia statyczne (pochodzące od sił stałych lub zmieniających się w sposób powolny) oraz dynamiczne (zmieniające się szybko), które mogą działać udarowo, zmiennie lub zmęczeniowo. Wskutek działania obciążenia w materiale powstają na prężenia σ , które definiuje się jako stosunek siły F do pola przekroju S :

$$\sigma = F/S. \quad (1.2)$$

Najczęściej stosowaną próbą wytrzymałościową jest próba statyczna rozciągania, która jako jedyna została znormalizowana [81]. Polega ona na oddziaływaniu na próbkę (umieszczoną w szczękach maszyny wytrzymałościowej) siłami rozciągającymi, aż do jej zerwania. Właściwości mechaniczne badanego materiału przedstawiane są w formie wykresu rozciągania, który wykonywany jest w układzie współrzędnych: obciążenie (siła rozciągająca F) - wydłużenie (bezwzględne Δl lub względne ϵ). Na rysunku 1.11 przedstawiono typowe wykresy rozciągania, z których jeden odnosi się do materiałów wykazujących wyraźną granicę plastyczności, zaś drugi dotyczy materiałów bez takiej granicy.



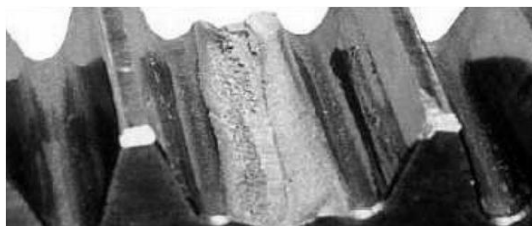
Rys. 1.11. Wykres rozciągania materiałów: a) z wyraźną granicą plastyczności, b) bez wyraźnej granicy plastyczności [134]

Krzywą rozciągania można podzielić na cztery części. Pierwsza z nich przebiega od punktu początkowego do punktu 2 i charakteryzuje się dużym przyrostem obciążenia przy nieznacznym odkształceniu; przy czym na odcinku punkt początkowy - punkt 1 występuje zależność liniowa pomiędzy obciążeniem i odkształceniem, a materiał zachowuje się zgodnie z prawem Hook'a. Odkształcenia odpowiadające tej części wykresu mają charakter sprężysty i zanikają po zdjęciu siły, która je wywołuje. Graniczną wartość obciążenia F_e , przy którym występują tylko odkształcenia sprężyste nazywa się granicą sprężystości. Druga część krzywej zawiera się między punktami 2 i 3 i charakteryzuje się znacznym wydłużeniem następującym przy braku wzrostu obciążenia, a czasami nawet przy jego spadku (w materiale rozciągany powstają odkształcenia trwałe, które nie zanikają po zdjęciu obciążenia). Ten wycinek wykresu nazywa się przystankiem plastyczności. Trzecia część krzywej rozciągania (pomiędzy punktami 3 i 4) charakteryzuje się dużym wydłużeniem, któremu towarzyszy powolny wzrost obciążenia. Maksymalna wartość siły rozciągania F_m , którą określa położenie punktu 4 wykorzystywana jest do określenia wytrzymałości na rozciąganie R_m ($R_m = F_m/S_0$ - gdzie S_0 oznacza pole przekroju poprzecznego próbki). Czwarta część krzywej (pomiędzy punktami 4 i 5) charakteryzuje się znaczącym wzrostem wydłużenia, postępującym przy spadku obciążenia, czemu towarzyszy wyraźne przewężenie próbki (tworzy się tzw. szyjka). Rozerwanie próbki następuje w punkcie 5 i jest wynikiem działania siły zrywającej F_z .

W trakcie statycznej próby rozciągania wyznacza się także parametry, które stanowią o własnościach plastycznych materiału. Są to przewężenie i wydłużenie, które oblicza się korzystając z odpowiednich wzorów, po uwzględnieniu wyników pomiarów próbki zerwanej.

Ze względów eksploatacyjnych duże znaczenie ma także wytrzymałość zmęczeniowa materiału. Dotyczy ona tych przypadków obciążenia, w których na konstrukcję działają przez dłuższy okres naprężenia zmienne w czasie, doprowadzając do pojawienia się charakterystycznego pęknięcia zmęczeniowego (rys. 1.12). Naprężenia zmienne wywołują w poszczególnych kryształach poślizgi, doprowadzając do zmniejszenia plastyczności. Wytrzymałość zmęczeniowa zależy od szeregu czynników, do których

zalicza się: rodzaj zmiany naprężenia (jednostronne lub dwustronne), częstość zmian, stan powierzchni, kształt części konstrukcyjnej oraz właściwości materiału.



Rys. 1.12. Przykład pęknięcia zmęczeniowego - wyłamany ząb w zębatce prostej

Właściwości technologiczne charakteryzują przydatność metalu lub stopu do zastosowanej technologii wytwarzania. Podstawą oceny tych właściwości są badania, które przeprowadza się w warunkach zbliżonych do występujących w rzeczywistych procesach obróbkowych. W ramach tych badań wykonuje się tylko te próby, które dostarczają informacji na temat możliwości przeprowadzenia obróbki, przewidzianej do zastosowania. Przykładowo, materiały na odlewy poddaje się próbie lejności, zaś obrabiane skrawaniem próbie skrawalności.

Zestawienie najczęściej badanych w praktyce właściwości technologicznych obejmuje:

- ❑ własności odlewnicze, do których zalicza się lejność (zdolność do wypełniania form), skurcz odlewniczy oraz jednorodność składu chemicznego w całej masie odlewu;
- ❑ skrawalność, która określa przydatność materiału do obróbki skrawaniem i jest zależna od: trwałości ostrza (na ogół jest to kryterium główne), oporu skrawania, chropowatości powierzchni obrabianej oraz postaci wióra;
- ❑ plastyczność, która określa podatność materiału na odkształcenia trwałe, niezbędne do nadania elementom obrabianym pożądanego kształtu; najczęściej własność tę wyznacza się w oparciu o próby: rozciągania, ściskania, skręcania, zginania, nawijania drutu, kucia oraz tłoczności blach;
- ❑ zgrzewalność i spawalność, określające podatność materiału na tworzenie złącz spełniających odpowiednie wymogi;
- ❑ hartowność, która określa zdolność do tworzenia podczas hartowania stali struktury martenzytycznej.

1.6. Układ żelazo - węgiel

Węgiel w stopach z żelazem może występować, jako:

- ❑ węgiel żelaza Fe_3C , czyli tzw. cementyt;
- ❑ odmiana alotropowa grafitu;
- ❑ forma roztworu stałego.

W zależności od postaci w jakiej występuje węgiel wyróżnia się dwie odmiany układu żelazo - węgiel, mianowicie:

- układ Fe - Fe₃C (nierwały);
- układ Fe - grafit (trwały).

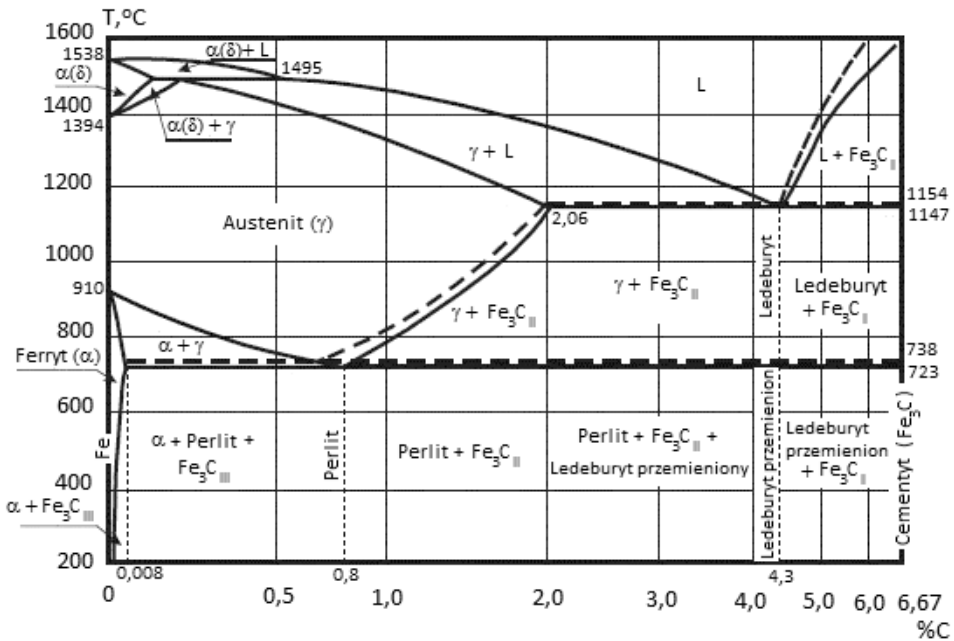
Nierwałość układu Fe - Fe₃C jest wynikiem skłonności cementytu do grafityzacji, która przebiega zgodnie z reakcją:



Na rys. 1.13 przedstawiono wykres żelazo - węgiel, przy czym linie ciągłe odpowiadają układowi Fe - Fe₃C, a linie kreskowe układowi Fe - grafit.

W stopach żelaza z węglem występują dwa roztwory stałe, tj.:

- ferryt - międzywęzłowy roztwór stały węgla w żelazie α, krystalizujący w sieci regularnej przestrzennie centrowanej (A2). Roztwór ten charakteryzuje się bardzo małą zawartością węgla wynoszącą 0,008% w temperaturze pokojowej oraz 0,0218% w temperaturze 723°C. Ma on strukturę miękką i ciągliwą. Jest ferromagnetykiem do temperatury Curie wynoszącej 768 °C, w której przechodzi w odmianę paramagnetyczną;
- austenit - międzywęzłowy roztwór stały węgla w żelazie γ, krystalizujący w sieci regularnej ściennie centrowanej (A1); odznacza się większą rozpuszczalnością węgla niż ferryt (w temperaturze 1147 °C można w nim maksymalnie rozpuścić 2,06% C); jest paramagnetyczny i stanowi fazę wyjściową do otrzymywania innych struktur (np. perlitu, bainitu, martenzytu).



Rys. 1.13. Wykres układu żelazo - węgiel; na podstawie [5]

1. Metale i ich stopy

Cementyt jest trzecim składnikiem, który może występować w stopach żelaza z węglem. Może on powstawać w różnych warunkach. Wyróżnia się zatem:

- ❑ cementyt pierwszorzędowy, który powstaje bezpośrednio z cieczy;
- ❑ cementyt drugorzędowy, powstający w wyniku zmniejszania się (wraz ze spadkiem temperatury) rozpuszczalności węgla w austenicie;
- ❑ cementyt trzeciorzędowy, wydzielający się na skutek zmniejszającej się zawartości węgla w ferrycie (w efekcie obniżenia temperatury).

Na wykresie żelazo - węgiel można również wyróżnić dwie bardzo ważne mieszaniny, którym nadano odrębne nazwy. Są to:

- ❑ perlit, czyli mieszanina ułożonych przemiennie płytek ferrytu i cementytu powstająca w wyniku przemiany eutektoidalnej zachodzącej w temperaturze 723 °C, która zawiera 0,8% C;
- ❑ ledeburyt, który stanowi mieszaninę austenitu i cementytu powstała w temperaturze 1147°C w wyniku przemiany eutektycznej z cieczy zawierającej 4,3% C. Znany jest jeszcze ledeburyt przemieniony, powstający w temperaturze 723 °C w efekcie przemiany austenitu (zawartego w ledeburycie) w perlit.

Poszczególne składniki układu żelazo-węgiel wykazują różne właściwości mechaniczne. Niektóre z nich zestawiono w tab. 1.1.

Tab. 1.1. Właściwości mechaniczne poszczególnych składników strukturalnych układu żelazo - węgiel

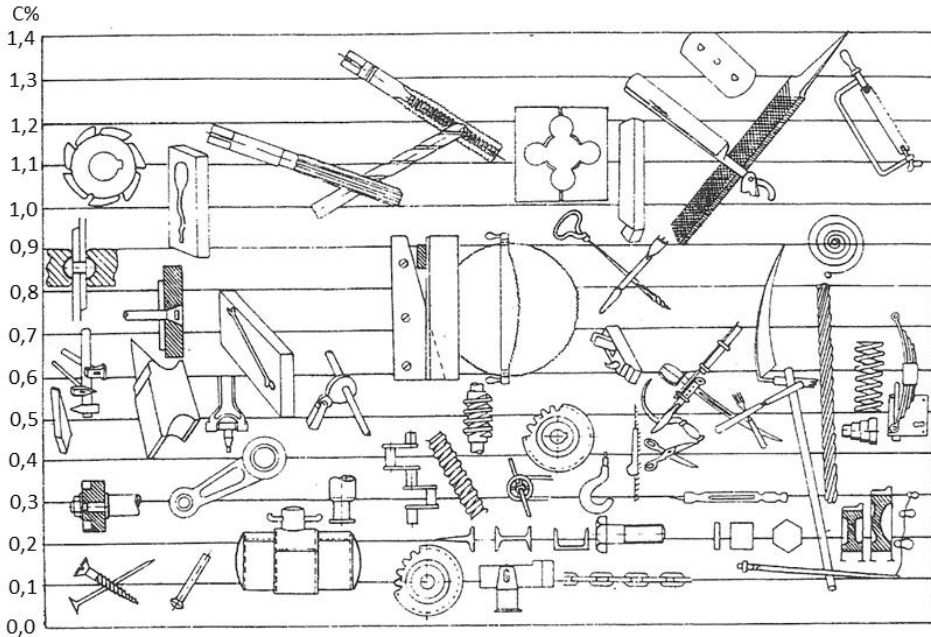
Składnik strukturalny	Twardość, HB	Wytrzymałość, MPa	Wydłużenie, %	Udarność, J/cm ²
Ferryt	80	300	35	175
Austenit	200	750	50	250
Cementyt (Fe ₃ C)	700	-	-	-
Grafit	2	20	-	-
Perlit	220	750	8	40
Ledeburyt przemieniony	450	-	-	-

Przedstawione na wykresie żelazo - węgiel stopy dzieli się na kowalne (stale) oraz niekowalne (surówki, żeliwo).

Stal jest to stop żelaza z węglem i innymi pierwiastkami, który zawiera teoretycznie do 2% węgla (praktycznie do 1,5%) oraz niewielkie ilości siarki i fosforu jako pozostałości procesu metalurgicznego. Przykłady zastosowania stali węglowych przedstawiono na rys. 1.14. Natomiast stal, która oprócz węgla, siarki i fosforu zawiera inne celowo dodane pierwiastki (np. chrom, nikiel, tytan, molibden, wolfram, wanad, kobalt, krzem) nazywana jest stalą stopową. Cechą charakterystyczną stali jest to, iż jest ona przerobiona plastycznie celem uzyskania handlowych wyrobów hutniczych. Stal, z której wykonuje się elementy metodą odlewania (bez przeróbki plastycznej) nazywana jest stalą wem.

Surówka to produkt wielkiego pieca, będący stopem żelaza z węglem i innymi pierwiastkami, który zawiera teoretycznie od 2 do 6,67% C (praktyczna zawartość węgla waha się w przedziale 3÷4,5%). Rozróżnia się surówki przerobcze (do wyrobu stali) oraz odlewnicze (do wytwarzania żeliwa w piecach odlewniczych).

Żeliwo to stop żelaza z węglem i innymi pierwiastkami (najczęściej występuje krzem, mangan, fosfor, siarka) przeznaczony na odlewy. Charakteryzuje się tym, że w czasie jego krzepnięcia zachodzi przemiana eutektyczna, w wyniku której (w zależności o szybkości krzepnięcia i składu chemicznego) powstają w strukturze wydzielenia grafitu (układ stabilny) lub cementytu (układ metastabilny).



Rys. 1.14. Przykłady wyrobów wytwarzanych ze stali węglowych (w zależności od zawartości węgla)

2. Materiały ogniotrwałe i paliwa hutnicze

2.1. Materiały ogniotrwałe

2.1.1. Własności materiałów ogniotrwałych

Do budowy wszelakiego rodzaju pieców, wyłożyń kadzi oraz wszystkich rodzajów kanałów i przewodów, przez które odprowadzane są spaliny stosowane są materiały ogniotrwałe. Głównym odbiorcą tych materiałów jest hutnictwo żelaza, które zużywa około 65% wszystkich materiałów ogniotrwałych (dla porównania przemysł metali nieżelaznych zużywa ich tylko 2 - 3%) [132].

Zgodnie z międzynarodową normą ISO [53] materiały ogniotrwałe są to *niemetaliczne materiały lub wyroby (nie wyłączając tych, które zawierają pewną ilość metalu), których chemiczne i fizyczne własności umożliwiają zastosowanie w środowisku wysokotemperaturowym*. Natomiast według Nadachowskiego [84] za materiały te uważa się nieorganiczne materiały niemetaliczne, których ogniotrwałość zwykła wynosi co najmniej 1580 °C.

Za charakterystyczne cechy materiałów ogniotrwałych uznaje się:

- ❑ ogniotrwałość zwykłą, czyli zdolność materiału do wytrzymania wysokiej temperatury bez zniekształcenia, określoną przez temperaturę mięknięcia materiału;
- ❑ ogniotrwałość pod obciążeniem, przez którą rozumie się temperaturę początku mięknięcia materiału pod obciążeniem stałym wynoszącym 280 kPa;
- ❑ odporność cieplną na zmiany temperatury, oznaczającą zdolność materiału do przeciwdziałania gwałtownym i dużym zmianom temperatury bez pękania i kruszenia się;
- ❑ odporność na działanie czynników chemicznych, przede wszystkim metali, żużła, gazów i pyłów o wysokiej temperaturze;
- ❑ zachowanie stałej objętości;
- ❑ zwartość budowy, przekładającą się na małą porowatość materiału.

W większości przypadków w skład materiałów ogniotrwałych wchodzi tlenki metali oraz ich kombinacje. Z reguły materiały te wytwarzane są z sześciu tlenków (SiO_2 , Al_2O_3 , MgO , CaO , Cr_2O_3 i ZrO_2), charakteryzujących się temperaturą topnienia przewyższającą 1700 °C (tab. 2.1).

Tab. 2.1. Podstawowe tlenki wchodzące w skład materiałów ogniotrwałych [132]

Tlenek	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MgO	CaO	Cr ₂ O ₃	ZrO ₂
$T_{topnienia}$, °C	1723	2020	2825	2625	2265	2700

2.1.2. Klasyfikacja materiałów ogniotrwałych

Ze względu na charakter oraz skład chemiczny materiały ogniotrwałe dzielą się na:

- kwaśne, które bazują na SiO₂ i są odporne na działanie środowisk kwaśnych; do tej grupy zalicza się następujące materiały:
 - krzemionkowe (dynasowe);
 - glinokrzemianowe (szamotowe);
 - węgliki krzemu;
- zasadowe, zawierające głównie CaO i odporne na działanie środowisk zasadowych; wyróżnia się tutaj dwa rodzaje tych materiałów, tj.:
 - magnezytowe;
 - dolomitowe;
- obojętne, które są odporne zarówno na działanie środowisk kwaśnych jak i zasadowych; są to materiały:
 - węglowe,
 - chromitowe.

Należy pamiętać, iż materiały ogniotrwałe stosowane na wyłożenia pieców narażone są na działanie żużla, gazów i popiołu. Żużle mogą mieć charakter kwaśny lub zasadowy. Pierwsze z nich reagują z zasadowymi materiałami ogniotrwałymi, a drugie z kwaśnymi. Efektem tych reakcji jest szybkie niszczenie wyłożenia pieca. Dlatego też należy dążyć do zapewnienia jednakowego charakteru chemicznego żużla i wyłożenia w miejscach ich styku (ewentualnie można zastosować wyłożenie wykonane z materiału obojętne).

Typowy skład chemiczny materiałów ogniotrwałych, wyspecyfikowanych powyżej, zestawiono w tabeli 2.2. Natomiast w tabeli 2.3 podano ich własności fizyczne. Poniżej zaś pokrótce scharakteryzowano poszczególne grupy materiałów ogniotrwałych.

Materiały krzemionkowe wytwarza się z kwarcytów, których głównym składnikiem jest krzemionka SiO₂. Czysta krzemionka ma kilka odmian krystalicznych, z których pod ciśnieniem atmosferycznym występują kwarc α ($T < 573$ °C), kwarc β ($T = 573 \div 867$ °C), trydymit ($T = 867 \div 1470$ °C) oraz krystobalit ($T = 1470 \div 1722$ °C). Podczas nagrzewania kwarcu ma miejsce jego przemiana w dwie kolejne odmiany, które charakteryzuje zwiększona gęstość oraz objętość. Dobrze wypalone wyroby krzemionkowe cechują się nieznaczną rozszerzalnością cieplną (do 1,6% przy ogrzewaniu do temperatury 1450 °C). Jednak w przypadku nieodpowiedniego ich wypalenia, gdy wymagane przemiany nie zachodzą do końca materiały te wykazują znaczną rozszerzalność wtórną, co należy mieć na uwadze przy wykonywaniu z nich różnych elementów użytkowych. Krzemionka pęka już przy małych zmianach temperatury, dlatego też piece wykonane z jej wykorzystaniem powinny być ogrzewane i chłodzone bardzo wolno. Są to typowe

2. Materiały ogniotrwałe i paliwa hutnicze

materiały kwaśne, które odznaczają się znaczną odpornością na działanie żużli kwaśnych oraz mają znaczną wytrzymałość na ściskanie.

Materiały glinokrzemianowe (szamotowe) są wytwarzane z glinki ogniotrwałej (kaolinu). Czysty kaolin $2\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ służy do produkcji różnych wyrobów szamotowych, których zaletą jest duża odporność cieplna. Natomiast wadą tych materiałów jest znaczna różnica między ogniotrwalością zwykłą a ogniotrwalością pod obciążeniem. Wyroby wykonane z tych materiałów są tanie i najczęściej używane do budowy hutniczych urządzeń cieplnych.

Materiały magnezytowe i magnezytowo-chromitowe wytwarza się z magnezytu krystalicznego lub magnezytu syntetycznego. Cegły magnezytowe wykonuje się z materiału zawierającego duże ilości MgCO_3 , który w trakcie prażenia rozkłada się na MgO i CO_2 . Po spieczeniu (w temperaturze 1600°C) tlenek MgO krystalizuje w postaci odpornej na działanie H_2O i CO_2 , który po zmieleniu miesza się ze spoiwem (np. ług celulozowo-posiarczynowy, glinka ogniotrwała). Następnie z mieszaniny tej formuje się cegły (przy użyciu pras wysokociśnieniowych), które suszy się i wypala w temperaturze 1650°C . Wyroby z magnezytu otrzymane w ten sposób wykazują się dużą odpornością na działanie żużli zasadowych. Znacznie lepszą odporność cieplną od materiałów magnezytowych mają wyroby magnezytowo-chromitowe, które zawierają do 30% Cr_2O_3 . Mają one także tę zaletę, iż zachowują w wysokich temperaturach obojętność zarówno względem żużli kwaśnych jak i zasadowych.

Tab. 2.2. Skład chemiczny typowych materiałów ogniotrwałych

Rodzaj materiału	Zawartość, %							
	SiO_2	Al_2O_3	TiO_2	CaO	MgO	Fe_2O_3	Cr_2O_3	Inne
Cegła krzemionkowa	95,0 ÷ 96,0	0,6 ÷ 1,2	0,04 ÷ 0,1	2,0 ÷ 3,5	0,09 ÷ 0,15	0,4 ÷ 0,7	-	zw. a. 0,05 ÷ 0,35
Cegła szamotowa (ws)	51,0 ÷ 59,0	35 ÷ 40	2,0 ÷ 3,0	0,3 ÷ 0,5	0,5 ÷ 0,6	1,6 ÷ 2,5	-	zw. a. 1,5 ÷ 2,6
Cegła zasadowa (forsterytowa)	31 ÷ 34	1,5 ÷ 1,7	-	1,4 ÷ 1,6	53 ÷ 55	9,0 ÷ 9,3	1,4 ÷ 1,7	-
Cegła chromitowo - magnezytowa (w)	2 ÷ 8	21 ÷ 23	-	0,9 ÷ 1,2	30 ÷ 37	10 ÷ 12	22 ÷ 30	-
Cegła magnezytowo - chromitowa	4,9 ÷ 5,5	6,5 ÷ 23,0	-	0,7 ÷ 2,7	33 ÷ 69	8,9 ÷ 9,4	6 ÷ 23	-
Ruda chromowa	1,2 ÷ 9,1	12,4 ÷ 28,4	-	0,1 ÷ 1,0	10,7 ÷ 18,7	-	32,4 ÷ 49,0	FeO 11,9 ÷ 16,4
Bloki węglowe	4,3 ÷ 5,9	3,0 ÷ 3,1	-	0,13 ÷ 0,43	0,1 ÷ 0,2	0,4 ÷ 0,8	-	C 82 ÷ 89
Dolomit prażony	Max 3,5	z	z	52 ÷ 58	35 ÷ 38	z	-	-

zw. a. - związki alkaliczne; ws - wysokiej jakości; w - wypalana; z - zanieczyszczenie

Tab. 2.3. Własności fizyczne materiałów ogniotrwałych [112]

Rodzaj materiałów	Temperatura, °C		Gęstość, g/cm ³	Wytrzymałość na ściskanie, MPa
	topnienia	pocz. mięknięcia pod obc. 200 kPa		
Szametowe	1580÷1780	1250÷1500	1,7÷1,9	10÷40
Krzemionkowe	1670÷1750	1600÷1650	1,6÷1,9	10÷30
Magnezytowe	pow. 2000	1350÷1680	2,3	20÷95
Magnezytowo-chromitowe	1700	1450÷1680	2,75÷2,87	20÷30
Forsterytowe	pow. 2000	1590÷1675	2,46÷2,62	10÷28
Grafitowe	pow. 2000	1900÷2000	1,45÷1,6	18÷50
Dolomit stabilizowany	pow. 1900	pow. 1900	2,5÷2,7	60÷100

Materiały dolomitowe są podwójnym węglanem $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$. W przemyśle najczęściej znajduje zastosowanie dolomit prażony, który jest najpowszechniej wykorzystywanym ogniotrwałym materiałem zasadowym. Ogniotrwałość dolomitu jest większa niż cegieł szametowych i równa jest prawie tej jaką mają cegły krzemionkowe. Główną wadą dolomitu jest skłonność do hydratacji (uwodnienia) i rozspływania się.

Materiały węglowe wykorzystuje się na elementy ogniotrwałe (bloki, cegły itp.) w miejscach, w których nie ma dostępu powietrza. Na ogół elementy te wytwarza się z antracytu oraz elektrod węglowych z dodatkiem smoły. Wyroby z tych materiałów stosuje się przede wszystkim do wymurowywania trzonu i dolnej części gara wielkiego pieca oraz do wyłożenia ścian i trzonów w hutniczych piecach elektrycznych.

Sztuczne materiały ogniotrwałe, do których zaliczane są między innymi takie materiały, jak:

- korund - krystaliczny tlenek Al_2O_3 , o temperaturze topnienia ok. 2000 °C, który w hutnictwie jest używany do produkcji mufl i tygli;
- węgiel krzemu (SiC) mający ogniotrwałość powyżej 2000 °C i odznaczający się dobrą odpornością na działanie żużli kwaśnych;
- forsteryt o temperaturze topnienia ok. 1900 °C, który jest produkowany z surowców zawierających krzemian magnezu ($2\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2$) z dodatkiem magnezytu.

2.1.3. Produkcja materiałów ogniotrwałych

Materiały ogniotrwałe wytwarzane są w sposób złożony i długotrwały. Z powodu dużej różnorodności tych materiałów różnicowane są również sposoby ich produkcji. Jednakże w procesie wytwórczym elementów z materiałów ogniotrwałych można wyodrębnić szereg operacji charakterystycznych (powtarzających się). Zalicza się do nich:

- przygotowanie masy,
- formowanie elementów,
- suszenie,
- wypalanie.

Przygotowanie masy przeprowadza się w celu wymieszania składników masy (w odpowiedniej proporcji) oraz nadania jej właściwości umożliwiających formowanie. Uzyskuje się to w wyniku długotrwałego rozdrobnienia składników, usunięcia nierozdrobnionych zanieczyszczeń (np. kamieni), suszenia lub odpowiedniego nawilżenia i ostatecznego wymieszania masy o odpowiednio dobranym składzie (m.in. surowce plastyczne, materiały schudzające oraz topniki). W efekcie tych działań masa staje się jednorodna zarówno pod względem składu chemicznego, jak i własności plastycznych, które są bardzo istotne podczas formowania.

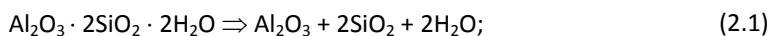
Formowanie elementów może być wykonane ręcznie (w przypadku produkcji małoseryjnej) lub maszynowo - np. przez toczenie, prasowanie masy suchej lub wilgotnej, odlewanie. Wybór zastosowanej metody formowania maszynowego uzależniony jest od kształtu i wymiarów produkowanych elementów oraz od wyposażenia zakładu produkcyjnego.

Uformowane elementy poddawane są suszeniu, które ma na celu usunięcie z masy (przed wypalaniem) nadmiaru wody. W trakcie suszenia woda znajdująca się w masie ceramicznej paruje, co prowadzi do zmniejszenia objętości wyrobu. W skrajnych przypadkach może dochodzić wówczas (przy dużych prędkościach parowania) do znacznej deformacji wyrobów, a nawet do ich pęknięcia.

W przypadku produkcji masowej wyrobów tanich suszy się je na powietrzu pod osłoną dachu. Natomiast wyroby droższe suszone są w piecach z atmosferą wilgotną – zwykle w temperaturze 85÷95°C. Takie warunki suszenia ułatwiają wydostawanie się wody z wnętrza elementu przy jednoczesnym zabezpieczeniu jego powierzchni przed szybkim wysychaniem. Dobór temperatury w komorze pieca oraz wilgotności atmosfery warunkowany jest zrównaniem się szybkości parowania wody z powierzchni przedmiotu z szybkością dyfuzji wody w jego wnętrzu. W takiej sytuacji element kurczy się równomiernie w całej swej objętości i nie występuje pęknięcie materiału.

Po wysuszeniu produkowane elementy ogniotrwałe poddaje się wypalaniu, które przebiega w kilku etapach (wraz ze wzrostem temperatury). I tak:

- w etapie pierwszym (przy temperaturze T około 100 °C) następuje odparowanie wody zalegającej w szczelinach masy, któremu nie towarzyszy znaczący skurcz (pozostałe składniki masy nie ulegają ani przemieszczeniom, ani odkształceniom);
- w etapie drugim ($T < 650$ °C) następuje rozpad składników mineralnych prowadzący do uwolnienia się wody chemicznie związanej. Przykładowo, glina rozpada się na tlenek glinu i krzemionkę, zgodnie z reakcją:



- w etapie trzecim ($T < 900$ °C) następuje spalenie wszystkich substancji organicznych stanowiących zanieczyszczenie masy;
- w etapie czwartym ($T > 900$ °C) rozpoczyna się spiekanie oraz częściowe stapianie składników masy. Ważne jest przy tym by nie została przekroczona temperatura spiekania przed zakończeniem reakcji gazotwórczych, w wyniku których powstają gazy przeciwdziałające spiekaniu i stapianiu. Na tym etapie wypalania następuje znaczne zmniejszenie objętości wyrobu, co jest następstwem wypełnienia przez składniki stapiane pustych obszarów, znajdujących się między cząsteczkami składni-

ków, które nie uległy stopieniu. Proces spiekania kończy się w temperaturze 1300 ÷ 1800 °C (w zależności od składu chemicznego masy).

Po zakończeniu procesu wypalania wyroby poddawane są chłodzeniu, w trakcie którego stopione składniki masy tworzą szkliwo wiążące trwale spieczone składniki masy.

2.2. Paliwa hutnicze

2.2.1. Własności paliw hutniczych

Paliwem nazywana jest dowolna substancja, w czasie spalania (intensywnego utleniania) której wydzielane są duże ilości ciepła. Za najważniejsze cechy paliwa uznaje się:

- ❑ ciepło spalania – ilość ciepła oddawaną w czasie spalania określonej ilości substancji w warunkach ustalonych, wyrażoną najczęściej w kJ/kg, kJ/m³, kJ/kmol;
- ❑ wartość opałową – ilość ciepła wydzielaną przy spaleniu jednostki masy lub objętości, podawaną w kJ/kg lub kJ/m³.

Za kryterium podziału paliwa przyjmuje się jego pochodzenie, wyróżniając przy tym paliwa:

- ❑ naturalne, np.: węgiel kamienny, węgiel brunatny, torf, biomasa, ropa naftowa, gaz ziemny;
- ❑ sztuczne (wytwarzane z paliw naturalnych); np.: koks, olej opałowy, olej napędowy, benzyna, gaz świetlny, gaz czadnicowy;

lub stan skupienia, ze względu na który wyróżnia się paliwa:

- ❑ stałe,
- ❑ ciekłe,
- ❑ gazowe.

Podstawowym paliwem stałym znajdującym zastosowanie w hutnictwie jest węgiel kamienny, czyli skała osadowa pochodzenia roślinnego, która zawiera około 75÷97% węgla. Wartość opałowa tego paliwa waha się w granicach 16,7÷29,3 MJ/kg (dla porównania wartość opałowa czystego pierwiastka węgla równa jest 33,2 MJ/kg). Węgiel kamienny znajduje zastosowanie w przemyśle koksochemicznym, jako paliwo w siłowniach hutniczych oraz wsad do otrzymywania gazu czadnicowego.

Węgiel brunatny także nadaje się do zgazowania na gaz czadnicowy. Ponadto wykorzystywany jest jako paliwo energetyczne w dużych siłowniach. Wartość opałowa tej skały osadowej pochodzenia organicznego wynosi od 7,5 do 21 MJ/kg, a zawartość węgla w niej zawiera się w przedziale 62÷75%.

Paliwa ciekłe stosowane w metalurgii to w zdecydowanej większości produkty przeróbki ropy naftowej. Wykorzystywane są one głównie w transporcie, gdzie zastosowanie znajdują przede wszystkim benzyna i olej napędowy, ale także stosowane są do opalania pieców przemysłowych (głównie mazut, o gęstości 860÷960 kg/m³ i wartości opałowej 41,5÷45 MJ/kg). Tego rodzaju paliwa mają szereg zalet w stosunku do paliw stałych, a mianowicie:

- ❑ nie zawierają popiołu oraz wilgoci;
- ❑ zawierają tylko niewielkie ilości siarki (szkodliwej ze względu na przebieg procesów metalurgicznych);
- ❑ spalają się przy niewielkim nadmiarze powietrza;

- ❑ odznaczają się łatwością regulacji procesu spalania.
Szerokie zastosowanie w procesach hutniczych znajdują paliwa gazowe, przede wszystkim dzięki zaletom wynikającym z korzystania z nich, do których zalicza się:
- ❑ możliwość otrzymywania wysokich temperatur w następstwie nagrzewania paliwa i powietrza przed procesem spalania;
- ❑ możliwość dokładnego wymieszania paliwa i powietrza, co umożliwia realizację procesu spalania przy niewielkim nadmiarze powietrza;
- ❑ łatwość transportu paliwa;
- ❑ łatwość regulowania zarówno przebiegu spalania, jak i atmosfery pieca (utleniająca, obojętna, redukcyjna).

Głównymi paliwami gazowymi są: gaz ziemny, koksowniczy, wielkopieczowy, czadnicowy lub mieszanka tych gazów.

Gaz ziemny to rodzaj paliwa kopalnego pochodzenia organicznego, który występuje w skorupie ziemskiej samodzielnie lub towarzyszy złożom ropy naftowej lub węgla. Głównym składnikiem gazu ziemnego (ponad 90%) jest metan, oprócz którego mogą występować w niewielkich ilościach etan, propan, butan i inne związki organiczne i mineralne. Wartość opałowa tego paliwa jest wysoka i zawiera się w przedziale 35÷40 MJ/m³. Gaz ziemny stosowany jest do opalania pieców martenowskich i grzewczych. Jest on bardziej przyjazny dla środowiska od innych paliw (emisja CO₂ ze spalania tego gazu jest o 30% mniejsza niż w przypadku ropy naftowej i o 60% mniejsza niż w przypadku węgla).

Gaz koksowniczy jest produktem ubocznym otrzymywanym w procesie wytwarzania koksu. Jest on zaliczany do gazów węglowych, powstających w wyniku termicznej obróbki węgla. W postaci oczyszczonej zawiera około: 55% wodoru, 23÷27% metanu, 9÷10% tlenku węgla, 5% azotu, 3% dwutlenku węgla, 3% węglowodorów ciężkich. Wartość opałowa tego paliwa wynosi 16÷18 MJ/m³. Gaz koksowniczy wykorzystywany jest do spalania w piecach, na ogół w postaci mieszanki z gazem wielkopieczowym lub czadnicowym.

Gaz wielkopieczowy stanowi jeden z produktów wielkiego pieca. Jego skład chemiczny zależy od wsadu wielkopieczowego i zwykle obejmuje: 9÷16% dwutlenku węgla, 23÷30% tlenku węgla, 0,5÷4% wodoru, 52÷64% azotu oraz 1% metanu. Pomimo małej wartości opałowej (ok. 4 MJ/m³) ze względu na duże ilości (na 1 tonę wyprodukowanej surówki przypada nawet 4000 m³ gazu) stanowi podstawę gospodarki cieplnej hut. Stosowany jest do opalania nagrzewnic wielkopieczowych oraz baterii koksowniczych, a w mieszankach z innymi paliwami gazowymi także do opalania pieców martenowskich, grzewczych i innych.

2.2.2. Wytwarzanie gazu czadnicowego

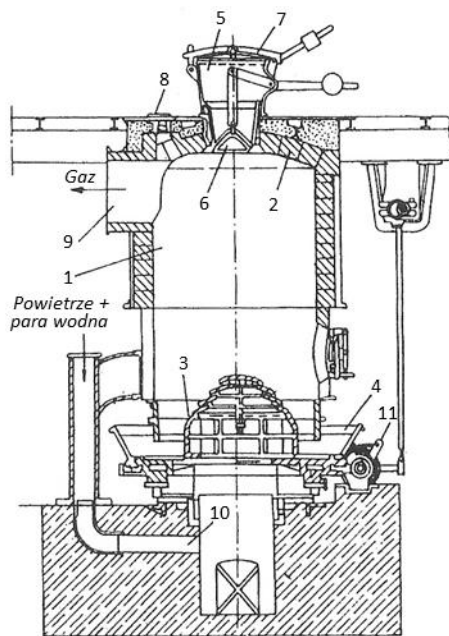
Gaz czadnicowy powszechnie stosowany jest do opalania pieców martenowskich. Wytwarzany jest on w gazogeneratorach (tzw. czadnicach) przez spalenie redukcyjne paliwa stałego (węgla, koksu), przebiegające z niedomiarem tlenu. W urządzeniach tych przez warstwę rozżarzonego paliwa stałego przepuszcza się powietrze lub parę wodną. Początkowo (przy ruszcie) węgiel spala się całkowicie wg reakcji $C + O_2 = CO_2$. Następnie dwutlenek węgla przenikając przez górne warstwy rozżarzonego węgla rozkłada się na czad, zgodnie z reakcją $CO_2 + C = 2CO$. Oprócz tego występuje jesz-

cze reakcja dodatkowa $2C + O_2 = 2CO$. Para wodna reaguje także z węglem ($H_2O + C = H_2 + CO$), a efektem tej reakcji jest wytwarzanie wodoru i czadu.

Typowy skład objętościowy gazu czadnicowego produkowanego z polskich węgla kamiennych przedstawia się następująco [92]: 25÷29% CO, 3÷6% CO₂, 1,5÷2,5% CH₄, 9÷14% H₂, 0,2÷0,4% C_nH_m, 51÷54% N₂, 0,1÷0,2% SO₂, 0÷0,3 O₂.

W praktyce przemysłowej wykorzystywane są czadnice o różnej konstrukcji, z których ważniejsze przedstawiono poniżej.

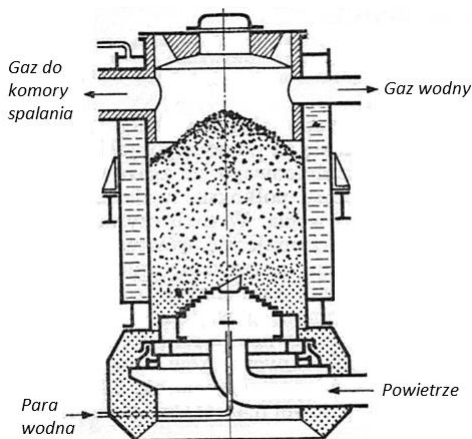
Czadnica gazu mieszanego (rys. 2.1) jest najbardziej rozpowszechniona i służy do zgazowywania paliw stałych (węgli kamiennych, brunatnych i brykietów węglowych) za pomocą mieszanki powietrza i pary wodnej (podawanej pod niskim ciśnieniem). Urządzenie to wyposażone jest w ruszt obrotowy (ułatwiający usuwanie popiołu) oraz w pręty stalowe (wprowadzane przez wzierniki), które służą do spulchniania słupa paliwa. Wartość opałowia wytwarzanego w ten sposób gazu wynosi 4,9÷6,3 MJ/m³.



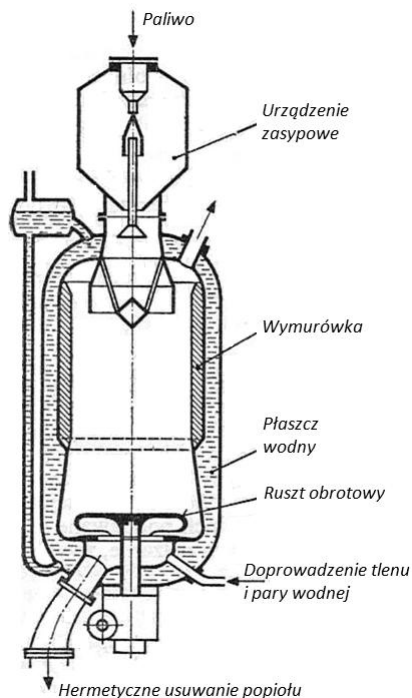
Rys. 2.1. Czadnica z rusztem obrotowym:
1 - szyb, 2 - sklepienie, 3 - ruszt piramidowy,
4 - miska, 5 - naczynie zasypowe, 6 - stożek zasypowy, 7 - pokrywa, 8 - otwór kontrolny,
9 - wylot gazu, 10 - dopływ powietrza,
11 - napęd ślimakowy miski [14]

Czadnica ciśnieniowa z podmuchem tlenowym (rys. 2.2) charakteryzuje się dużą intensywnością zgazowania paliw, dzięki znacznemu zwiększeniu ciśnienia dmuchu (ok. 2260 kPa) wykonywanego za pomocą tlenu. W efekcie takiego zabiegu w wytwarzanym gazie wydatnie zwiększa się zawartość metanu. Z 1 kg węgla otrzymuje się około 1,45 m³ gazu, którego wartość opałowia jest duża i wynosi ok. 16 MJ/m³.

W czadnicy gazu wodnego (rys. 2.3) do otrzymywania gazu czadnicowego stosuje się przegrzaną parę, którą doprowadza się okresowo do rozżarzonego koksu (często korzysta się też z przemiennej wdmuchiwaną parą i powietrzem). Otrzymany w tym procesie gaz wodny jest silnie trujący (ze względu na dużą zawartość CO, wynoszącą nawet 42%) i ma wartość opałowia 11 MJ/m³.



Rys. 2.2. Czadnica gazu wodnego [107]



Rys. 2.3. Czadnica ciśnieniowa z podmuchem tlenowym [107]

2.2.3. Wytwarzanie koksu

Koks metalurgiczny wytwarza się w procesie suchej destylacji węgla kamiennego, którego głównymi składnikami są:

- substancje organiczne (w formie różnych związków chemicznych), w skład których wchodzi: węgiel (78÷89%), tlen (6÷16%), wodór (4,3÷5,3%), azot (0,9÷1,1%) oraz siarka (0,4÷0,8%);
- substancje mineralne.

Do produkcji koksu wielkopieczowego stosuje się mieszankę koksowniczą wykonaną z kilku rodzajów węgla. Przy czym w największej ilości (ok. 80%) wykorzystuje się w tym celu węgiel o największej zdolności do spiekania, który zawiera nawet 28% części lotnych. Resztę wsadu stanowi węgiel o mniejszej zawartości części lotnych (14÷28%), odznaczający się mniejszą zdolnością do spiekania - tzw. węgiel koksujący.

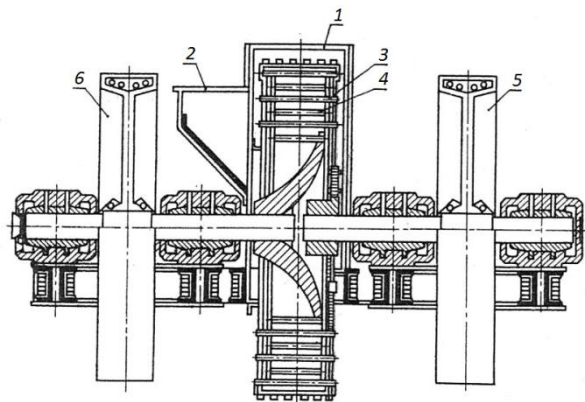
Przeróbka węgla na koks realizowana jest w koksowniach, które mogą być: hutnicze, węglowe, chemiczne i gazownicze. Koksownie hutnicze lokalizowane są w obrębie hut żelaza, węglowe działają w ramach kopalni, natomiast chemiczne i gazownicze opatrują w koks zakłady chemiczne, maszynowe oraz duże ośrodki miejskie. W koksowniach funkcjonują następujące oddziały: składowisko węgla i koksu, węglownia, piecownia oraz jednostki przerobu węglopochodnych.

Proces koksowania przebiega według następującego schematu:

- przygotowanie węgla wsadowego do koksowania,
- ładowanie mieszanki do komór koksowniczych,
- koksowanie węgla,

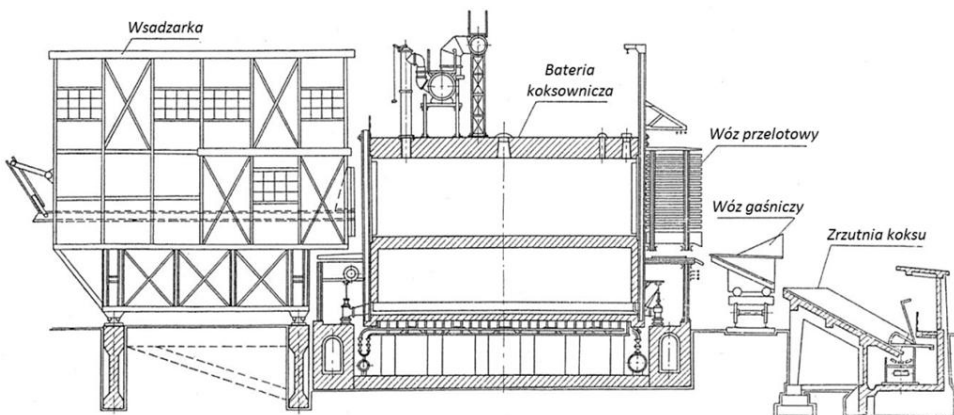
- wypychanie koksu z komór grzewczych,
- gaszenie koksu,
- sortowanie koksu.

Przygotowanie węgla wsadowego do koksowania realizowane jest w węglowniach. Polega ono przede wszystkim na rozdrobnieniu węgla, odbywającym się w dwóch etapach: wstępnym (za pomocą kruszarek szczękowych oraz walcowych) i końcowym, wykonywanym przy pomocy dezintegratorów (rys. 2.4), w których węgiel trafia pomiędzy dwie obracające się przeciwnie tarcze - co prowadzi do jego rozdrobnienia i wymieszania. Mieszanka węglowa przygotowana do koksowania powinna zawierać nie więcej niż 6÷8% wody oraz mieć co najmniej 90% ziaren o średnicy nie większej niż 3 mm. Zadaniem wody zawartej w mieszance jest zlepianie bryły węglowej, co znacząco ułatwia załadunek wsadu do komór koksowniczych.



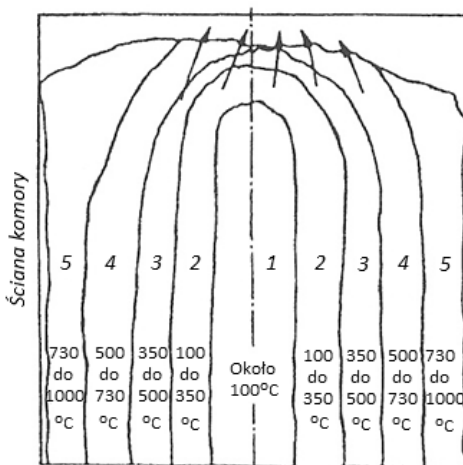
Rys. 2.4. Dezintegrator: 1 - osłona, 2 - rynna zasypowa, 3 - pręty zewnętrzne, 4 - pręty wewnętrzne, 5 i 6 napęd [112]

Ładunek mieszanki do komór koksowniczych wykonywane jest w sposób nasypowy lub za pomocą ubijania i ładowania z boku przy pomocy wsadznicz (rys. 2.5). Urządzenie to porusza po torach i podzielone jest na trzy piętra. W górnej części zlokalizowane są zasobniki na węgiel, w środkowej znajdują się pomieszczenia dla niezbędnych mechanizmów, zaś część dolna stanowi konstrukcję nośną.



Rys. 2.5. Bateria koksownicza wraz z maszynami wykorzystywanymi do jej obsługi [161]

Koksowanie węgla realizowane jest w piecowni składającej się z jednej lub kilku baterii koksowniczych oraz urządzeń pomocniczych wykorzystywanych do obsługi urządzenia. Bateria koksownicza zbudowana jest z komór koksowniczych (z reguły jest ich 30÷70) i grzewczych, oraz generatorów służących do odzyskiwania ciepła zawartego w spalinach. W piecowniach wykorzystywane są piece różnego typu (np.: Koppersa, Otto, Stilla), które należą do grupy pieców dwugrzewczych, ponieważ są przemienne opalane gazem mocnym (koksowniczym) lub słabym (wielkopieczowym). W trakcie koksowania załadowana do komór mieszanka węglowa ogrzewana jest do temperatury ok. 1000 °C. Podczas nagrzewania wsadu, w miarę przenikania ciepła w głąb warstw węgla, zachodzi stopniowo proces koksowania. Można go prześledzić korzystając z rys. 2.6, na którym przedstawiono przekrój wsadu węglowego podczas zaawansowanego stadium procesu. W strefie 1 w temperaturze ok. 100 °C następuje odparowanie wody. W strefie 2 z węgla o temperaturze 100÷350 °C, nie zawierającego już wody, następuje częściowe odprowadzenie składników lotnych. Przy większej temperaturze (350÷500 °C) węgiel przechodzi w stan plastyczny (strefa 3), czemu towarzyszy intensywne wydzielanie się substancji lotnych. W tej strefie odbywa się podstawowy proces koksowania. W strefie 4 (przy temperaturze 500÷730 °C) ciastowata masa węgla ulega zestaleniu, a zawarte w niej pęcherzyki gazu nadają jej strukturę porowatą. Jest to strefa tzw. półkoku. Dalsze podgrzewanie powoduje, że w zakresie temperatur 730÷1000 °C (strefa 5) półkoks przechodzi w koks, w którym zawartość części lotnych spada do około 1÷2%. Proces koksowania kończy się wówczas, gdy temperatura wsadu w całej jego objętości osiągnie wartość 950÷1000 °C.



Rys. 2.6. Przekrój wsadu węglowego podczas koksowania [26]

Wypychanie koksu z komór grzewczych na wóz gaśniczy wykonuje się za pomocą drąga wypychającego, zainstalowanego we wsadzarce (rys. 2.5).

Gaszenia koksu dokonuje się za pomocą wody pod wieżą gaśniczą (alternatywnie można zastosować schładzanie gazami inertnymi). Średnio na gaszenie 1 tony koksu zużywane jest 1,5÷3 m³ wody, z czego około 0,5 m³ ulega wyparowaniu lub wchłonięciu przez koks. Proces gaszenia trwa od 1 do 2 minut. Następnie wóz gaśniczy przesuwany jest pod zrzutnię, na którą wysypywany jest koks. Odbiór paliwa ze zrzutni odbywa się przy pomocy przenośnika taśmowego.

Sortowanie koksu ma na celu wyodrębnienie oddzielnych klas ziarnowych z niesortowanego koksu zgaszonego. Kolejność i sposób rozsortowania koksu są różnorodne, przy czym w koksowniach produkujących koks wielkopiecowy sprowadza się on do wyodrębniania koksu o ziarnach powyżej 40 mm. Do sortowania koksu wykorzystywane są przesiewacze różnej konstrukcji, w tym: rolkowe, wstrząsowe i wibracyjne.

Surowy gaz koksowniczy podlega oczyszczeniu z niektórych składników (m.in. smoły, benzolu, amoniaku, siarkowodoru, naftalenu). Głównym zadaniem oczyszczenia jest uzdatnienie gazu do celów opałowych, odzyskanie cennych składników karbochemicznych i uzyskanie możliwości przesyłania gazu na znaczne odległości.

Na rys. 2.7 na fotografiach zilustrowano wybrane (ważniejsze) etapy wytwarzania koksu metalurgicznego z węgla kamiennego.



a)



b)



c)



d)



e)

Rys. 2.7. Wybrane etapy wytwarzania koksu metalurgicznego: a) bateria koksownicza, b) wypychanie koksu z komory grzewczej, c) przewóz koksu pod wieżę gaśniczą, d) gaszenie koksu wodą, e) odbiór koksu przy pomocy przenośnika taśmowego

3. Wytwarzanie surówki żelaza

3.1. Rudy żelaza

3.1.1. Charakterystyka rud żelaza

W warunkach naturalnych (w przyrodzie) tylko niektóre metale (np. złoto, platyna, miedź, srebro) występują w stanie czystym. Zdecydowana większość metali występuje w formie związków chemicznych (minerałów), głównie z tlenem, siarką, węglem lub krzemem, które dodatkowo są mocno zanieczyszczone skałą płonną (głina, dolomit, wapień, krzemionka i inne). Metale występujące pod podaną postacią nazywa się rudami. Minerale te trudno się topią, a redukcja metali zawartych w nich wymaga dostarczania dużych ilości ciepła. Opłacalność eksploatacji rudy jest uzależniona od jej składu chemicznego, a w szczególności od ilości metalu zawartego w niej.

Podstawowymi związkami żelaza, pozwalającymi na ekonomiczne otrzymywanie surówki żelaza, są:

- tlenki żelaza, do których zalicza się :
 - tlenki bezwonne, tj. magnetyt Fe_3O_4 oraz hematyt (żelaziak czerwony) Fe_2O_3 ;
 - uwodnione tlenki żelaza (żelaziaki brunatne, limonity), występujące pod postacią minerałów o ogólnym wzorze $m\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$;
- węglany żelaza, czyli żelaziaki szpatowe (syderyty) FeCO_3 ;
- siarczki żelaza, których przedstawicielem jest piryt FeS_2 ;
- krzemiany żelaza, obejmujące wiele minerałów o złożonej budowie chemicznej i o różnej zawartości żelaza.

Zawartość żelaza w skorupie ziemskiej oceniana jest na około 5%. Poniżej pokrótce scharakteryzowano wyspecyfikowane uprzednio minerały żelaza, mające największe znaczenie techniczne, których wybrane właściwości zestawiono w tabeli 3.1.

Magnetyt to tlenek żelazawo-żelazowy Fe_3O_4 , który w stanie czystym zawiera 72,4% Fe. Natomiast zawartość żelaza w rudach magnetytowych jest mniejsza i wynosi 50÷70%. Mineral ten wykazuje silne właściwości magnetyczne. Jest mało porowaty, kruchy, nieprzezroczysty i trudno się redukuje. Główne złoża magnetytu występują w Szwecji (Kiruna, Luossawara), Rosji (Ural), Norwegii i Afryce Północnej. W Polsce rudy magnetytu występują na Dolnym Śląsku oraz na Suwalszczyźnie.

Hematyt to tlenek żelazowy Fe_2O_3 zawierający w stanie czystym 70% Fe (zawartość żelaza w rudzie wynosi 40÷60%). Mineral ten charakteryzuje się dobrą redukcyjnością, ale jego wadą jest znaczna zawartość pyłu. Największe złoża tej rudy zlokalizowane

są na Ukrainie (Krzywy Róg), w USA (okolice Jeziora Górnego), w Kanadzie (Quebec) oraz w Hiszpanii, Brazylii, Indiach, Australii i Wenezueli. W Polsce hematyt występuje w nieznacznych ilościach, głównie w Górach Świętokrzyskich, gdzie eksploatowano go już w schyłkowym paleolicie.

Żelaziak brunatny występuje w kilku odmianach wodorotlenku żelaza, w związku z czym w stanie czystym może zawierać różne ilości żelaza (od 52,3 do 66,1%). W rudach zawartość żelaza wynosi 25÷50%. Największe złoża żelaziaka brunatnego występują w Rosji, Kongu, Angoli, Algierii, USA, Hiszpanii oraz Czechach. W Polsce rudy te występują w obszarach śląsko-olkuskim oraz kielecko-radomskim, zawierają około 39% Fe i są zanieczyszczone głównie cynkiem i ołowiem.

Syderyt to węglan żelaza FeCO_3 zawierający w stanie czystym 48% Fe. Zawartość żelaza w rudzie wynosi natomiast 25÷40%. Rudy syderytowe na ogół nie zawierają szkodliwych domieszek oraz mają dobrą redukcyjność dzięki dużej porowatości. Największe złoża syderytu występują w Australii, Austrii, Niemczech, Wielkiej Brytanii, Hiszpanii, Rosji i USA. Syderyt ilasty jest główną rudą żelaza eksploatowaną w Polsce. Zawiera ona około 30% Fe i występuje w Górach Świętokrzyskich i w okolicach Częstochowy.

Piryt to nadsiarczek żelaza FeS_2 , który w stanie czystym zawiera 46,6% Fe. Występuje niemal we wszystkich typach skał przyjmując postać sześciianów, ośmiościanów i dwunastościanów pięciokątnych. Pod wpływem tlenu i wilgoci ulega szybkiemu wietrzeniu utleniając się do tlenków i wodorotlenków żelaza (np. do limonitu). Największe skupiska tej rudy występują w Hiszpanii, Grecji, Norwegii, Szwecji, Rosji, USA, Peru i Ugandzie. W Polsce występuje przede wszystkim w Górach Świętokrzyskich i na Dolnym Śląsku.

Tab. 3.1. Wybrane właściwości fizykochemiczne głównych rud żelaza

Minerał	Twardość, skala Moh'a	Gęstość g/cm^3	Przełom	Łupliwość	Układ krytolograficzny	Barwa
Magnetyt Fe_3O_4	5,6÷6,5	5,2	nierówny	niewyraźna	izometryczny, romboedryczny	żelazistoczarna
Hematyt Fe_2O_3	5,5÷6,5	4,9 ÷ 5,3	nierówny, drzazgowy	brak	heksagonalny	stalowoszara, czarna, ciemnoczerwona
Żelaziak brunatny $\text{mFe}_2\text{O}_3 \cdot \text{nH}_2\text{O}$	5÷5,5	2,7 ÷ 4,3	muszłowy, ziemisty	niemożliwa do określenia	zmienny	żółtobrazowa, czarna
Syderyt FeCO_3	3,5÷4,5	3,83 ÷ 3,96	muszłowy, bądź nierówny	doskonała	trygonalny	białozółta, żółtobrunatna, brunatna
Piryt FeS_2	6,5	4,95 ÷ 5,1	muszłowy	brak	regularny	mosiężna, złota

Jak już wspomniano minerały rudne występujące w przyrodzie, zawierają mniejsze lub większe ilości skały płonnej, której ilość i skład chemiczny mają duże znaczenie metalurgiczne. Charakter chemiczny rudy określa stosunek składników zasadowych ($\text{CaO} + \text{MgO}$) do składników kwaśnych (SiO_2). W przypadku, gdy wartość tego stosunku jest większa od jedności rudy nazywane są zasadowymi, a gdy jest mniejsza od jedności - kwaśnymi. Ponadto, gdy wartość ta zawiera się w przedziale $1,2 \div 1,4$ rudy noszą nazwę samotopliwych. Metalurgia rud zasadowych wymaga użycia topnika kwaśnego (piaskowiec, kwarcyt), a rud kwaśnych zasadowego (kamień wapienny, dolomit).

Większość rud żelaza występujących w przyrodzie ma charakter kwaśny i wymaga stosowania znacznych ilości topnika. Powoduje to obniżenie zawartości żelaza we wsadzie wielkopieczowym, zmniejsza wydajność procesu wytwarzania surówki oraz zwiększa zużycie paliwa.

3.1.2. Przygotowanie rud żelaza

Procesy przygotowania rud żelaza wykonywane są z różnych powodów, z których za najważniejsze uznaje się:

- ❑ zwiększenie w rudzie zawartości żelaza, przy jednoczesnym oddzieleniu niepożądanych składników stałych i gazowych, które utrudniają jej przerób metalurgiczny;
- ❑ ujednorodnienie własności fizykochemicznych oraz składu chemicznego rud;
- ❑ zapewnienie odpowiedniej kawałkowatości rud, co jest szczególnie istotne podczas przerobu minerałów miałkich, względnie koncentratów pochodzących z procesów wzbogacania.

Podczas przygotowania rud stosowane są następujące (scharakteryzowane poniżej) operacje:

- ❑ wzbogacanie rud, które dzieli się na wstępne (rozdrabnianie i przesiewanie) i właściwe (przemywanie, flotacja, prażenie, wzbogacanie magnetyczne);
- ❑ składowanie, uśrednianie i sezonowanie rud;
- ❑ zbrylenie rud miałkich przez ich spiekanie, grudkowanie lub brykietowanie.

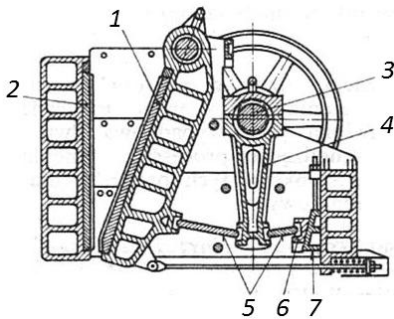
Wzbogacanie rud

Ruda dostarczona z kopalni składa się z kawałków o różnej wielkości (na ogół w zakresie $1 \div 1000$ mm), w których ziarna poszczególnych minerałów są zazwyczaj połączone ze sobą. W celu doprowadzenia brył rudy do wielkości odpowiedniej dla procesu metalurgicznego poddaje się je rozdrobnieniu. Zabieg ten ułatwia także późniejsze zbrylenie rud.

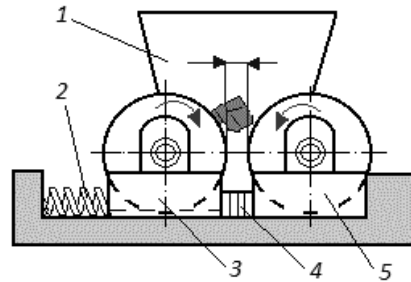
W zależności od pożądanej wielkości kawałków rud do ich rozdrobnienia stosuje się kruszarki o różnej konstrukcji i tak do kruszenia:

- ❑ zgrubnego (wielkość kawałków do 100 mm) korzysta się z kruszarek:
 - szczękowych (rys. 3.1) wyposażonych w szczękę stałą oraz ruchomą, wykonującą ruch wahadłowy; materiał rozdrobniony opuszcza urządzenie przez szczelinę pomiędzy dolną krawędzią szczęk;
 - walcowych (rys. 3.2), w których rozdrabnianie następuje pomiędzy dwoma obracającymi się przeciwnie walcami;

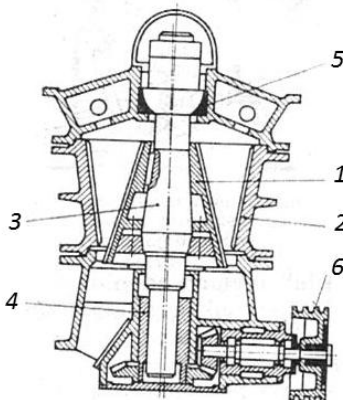
- średniego (30÷100 mm) stosuje się kruszarki stożkowe (rys. 3.3), w których minerały rozdrabniane są pomiędzy dwoma stożkami, tj. zewnętrznym (stałym) i wewnętrznym (poruszającym się mimośrodowo);
- drobnego (2÷30 mm) wykorzystuje się następujące maszyny:
 - kruszarki młotkowe (rys. 3.4), w których rozdrabnianie przebiega dzięki uderzeniom wirujących młotków; produkt odprowadza się przez ruszt, którego szczeliny określają końcową wielkość ziarna;
 - dezyntegratory, np. pokazany na rys. 2.4;
 - młyny kulowe (rys. 3.5), których bęben wypełniony jest kulami (zajmującymi 40÷50% objętości bębna) i rudą; podczas obracania się bębna (z prędkością 21÷25 obr./min) siła odśrodkowa dociska do ściany bębna materiał i kule, które po wyniesieniu na odpowiednią wysokość spadają swobodnie, co prowadzi do rozdrobnienia rudy.



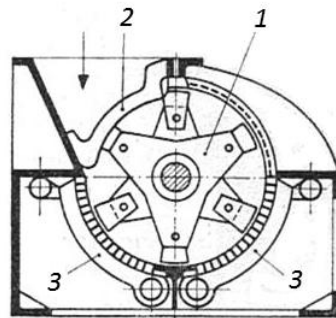
Rys. 3.1. Kruszarka szczękowa: 1 - szczęka ruchoma, 2 - szczęka stała, 3 - wał mimośrodowy, 4 - korba, 5 - listwy rozporowe, 6 - płyta oporowa, 7 - klin nastawny [107]



Rys. 3.2. Kruszarka dwuwalcowa: 1 - kosz zasypowy, 2 - sprężyna, 3 - walec ruchomy, 4 - pierścien określający rozstaw walców, 5 - walec stały [75]



Rys. 3.3. Kruszarka stożkowa: 1 - stożek wewnętrzny, 2 - stożek zewnętrzny, 3 - wał, 4 - tuleje mimośrodowe, 5 - łożysko wahliwe, 6 - napęd [107]

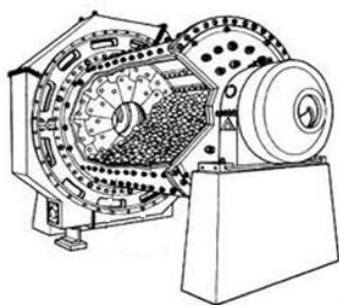


Rys. 3.4. Kruszarka młotkowa: 1 - wirnik młotkowy, 2 - pręty rusztowe, 3 - rama rusztowa uchylna [107]

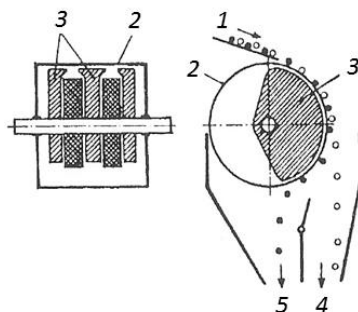
Ruda po rozdrobieniu poddawana jest tzw. analizie sitowej, w trakcie której zostaje ona podzielona na poszczególne frakcje (różniące się wielkością). W tym celu wykorzystywane są sита stałe o ruchu wahadłowym, sита bębnowe, przesiewacze wibracyjne (do materiałów o ziarnistości 0,1÷20 mm), elektrowibracyjne oraz przesiewacze bezwładnościowe.

Wzbogacanie właściwe polega na maksymalnym usunięciu z rudy skały płonnej, względnie na przemianie wodorotlenków i węglanów na tlenki żelaza. Realizuje się je przez:

- płukanie, które stosowane jest wtedy, gdy skała płonna składa się z masy piaszczystej lub gliny i jest łatwa do oddzielenia za pomocą strumienia wody kierowanego pod odpowiednim ciśnieniem;
- wzbogacanie magnetyczne, które polega na wykorzystaniu para- lub ferromagnetycznych własności niektórych minerałów; w tym celu wykorzystywane są separatory magnetyczne, których zasada działania została zilustrowana na rys. 3.5;
- flotację pianową polegającą na wykorzystaniu zjawiska przyczepiania się zawieszonych w wodzie ziaren mineralnych do pęcherzyków powietrza; do komory flotacyjnej wypełnionej mieszanką wody i drobno zmielonej rudy wprowadza się powietrze, ulegające rozbięciu na ogromną liczbę pęcherzyków, do których przyczepiają się składniki użyteczne i wypływają na powierzchnię cieczy, gromadząc się w pianie;
- prażenie rud polegające na ich nagrzaniu do temperatury (mniejszej od temperatury topnienia), w której następują pożądane zmiany jej własności; rozróżnia się przy tym prażenie:
 - utleniające, realizowane przy nadmiarze powietrza, prowadzące do spalania zawartego w rudzie paliwa oraz do przejścia zawartych w rudzie niższych tlenków żelaza do tlenku Fe_2O_3 ;
 - magnetyzujące, mające na celu przejście rud niemagnetycznych w magnetyczne, co umożliwi dalsze ich wzbogacanie w separatorach magnetycznych.



Rys. 3.5. Schemat młyna kulowego służącego do drobnego rozdrabniania rud żelaza



Rys. 3.6. Schemat separatora magnetycznego: 1 - nadawa, 2 - bęben z materiału niemagnetycznego, 3 - elektromagnes, 4 - produkt niemagnetyczny, 5 - ruda magnetyczna [134]

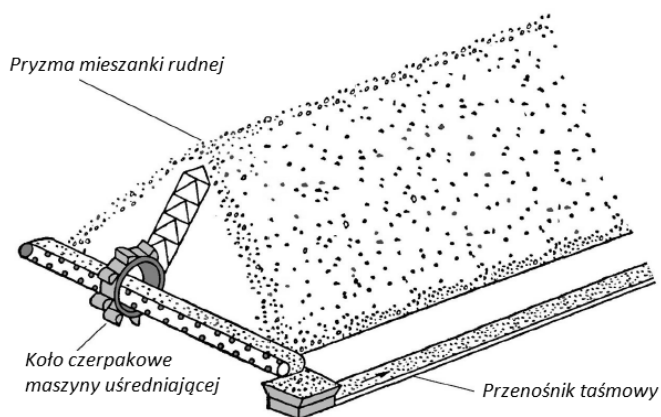
Składowanie, uśrednianie i sezonowanie rud

Proces uśredniania rud prowadzi się w celu zmniejszenia różnorodności składu chemicznego poszczególnych rud, poprzez wytworzenie mieszanki uśrednionej, charaktery-

zowanej równomiernym składem chemicznym oraz podobnym uziarnieniem. Polega on na odpowiednim układaniu rud miałkich na składowisku, najczęściej cienkimi warstwami, które tworzą zwały o podstawie prostokątnej i przekroju poprzecznym w kształcie trójkąta lub trapezu. Składowisko uśredniające jest z reguły składowiskiem otwartym, obejmującym równoległe położone pola o powierzchni ok. 12÷15 tys. m² (przy długości 500÷550 m). Oprócz rud na składowisku umieszcza się także inne materiały, takie jak topniki, paliwo (koksik) oraz żelazonośne materiały odpadowe pochodzące z realizowanych w hucie procesów technologicznych (szlamy, pyły, zgorzelina, żużel konwertorowy).

Do układania materiałów na składowisku w pryzmy cząstkowe stosuje się zwałowarki. Podczas usypywania materiału jest on nawilżany wodą przemysłową lub szlamem uwodnionym, celem uzyskania odpowiedniej wilgotności. Do przekazywania materiałów na zwałowarkę wykorzystuje się wóz zrzutowy, a do urabiania mieszanki rudnej maszyną urabiającą (rys. 3.7). W efekcie tak prowadzonego uśredniania uzyskuje się mieszankę uśrednioną o następujących parametrach: Fe - min 61%, MgO - min 0,6%, SiO₂ - max 8%, H₂O - 6,5÷8,5%, P₂O₅ - max 0,1%, S - max 0,1%, Zn - max 0,05% [86].

Ważnym zabiegiem przygotowania mieszanki rudnej jest sezonowanie, które polega na przetrzymywaniu wymieszanych i zwilżonych materiałów z dodatkiem wapna przez okres co najmniej kilku dni. W czasie tym w zwale zachodzą reakcje powodujące samobrylanie się ziaren mieszanki, następuje też równomierne rozmieszczenie wilgoci w całej objętości zwału oraz poprawa przewodności. Po 7÷10 dniach mieszanka sezonowana podawana jest przez maszynę do rozbierania zwałów oraz system przenośników taśmowych do spiekalni.



Rys. 3.7. Składowisko uśredniające rudę z urządzeniem do urabiania rudy [86]

Zbrylanie mieszanki rudnej

Zasadniczym procesem wykorzystywanym do zbrylania mieszanki rudnej jest spiekanie, którego schemat technologiczny przedstawiono na rys. 3.8.

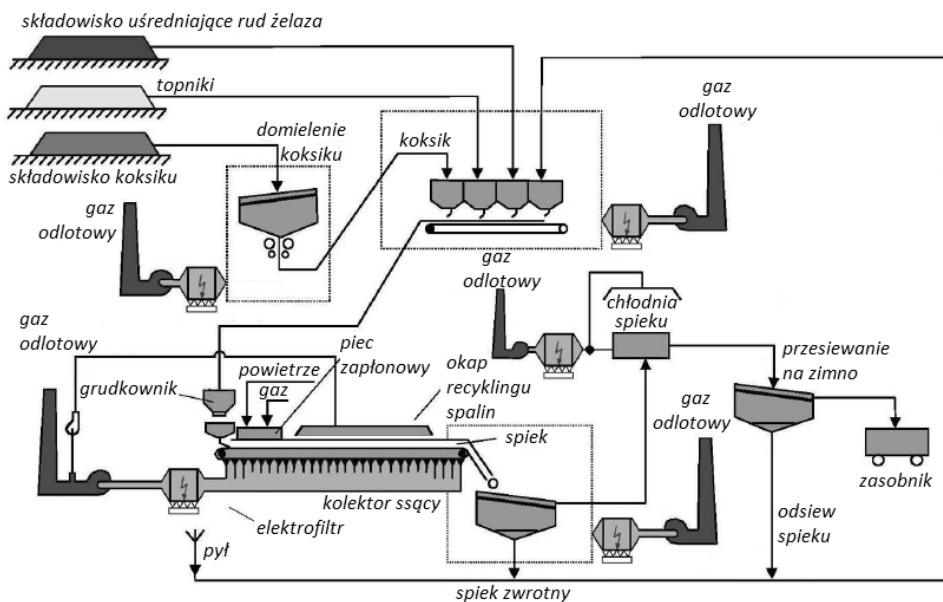
Czynnością poprzedzającą spiekanie jest przygotowanie odpowiedniej mieszanki z rudy uśrednionej, topników (kamień wapienny i dolomit) oraz paliwa (koksiku). Zadaniem topników jest spowodowanie odżużlenia krzemionki zawartej w skale płonnej rudy oraz obniżenie temperatury topienia mieszanki. Natomiast koksik spalając się dostarcza

3. Wytwarzanie surówki żelaza

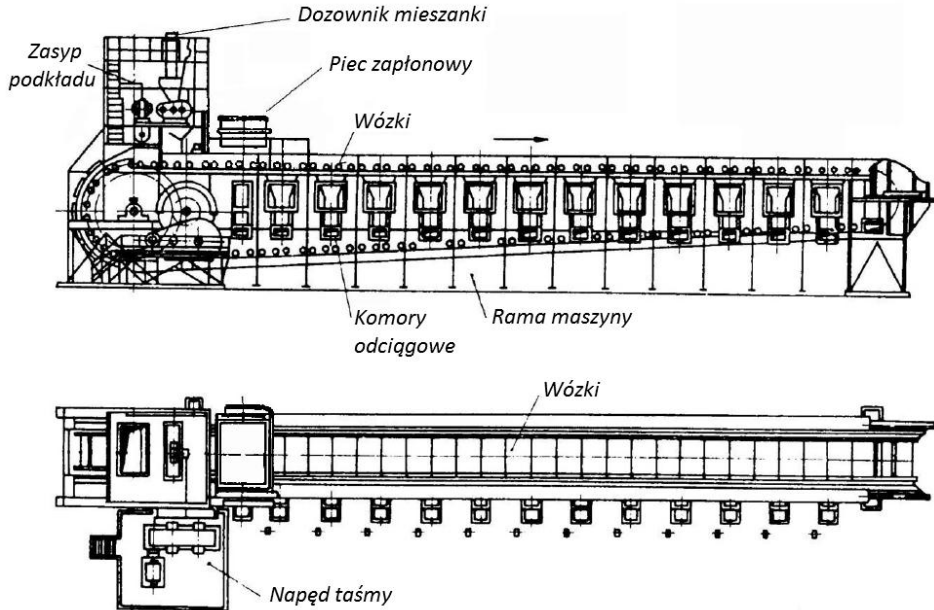
ciepło potrzebne do powierzchniowego nadtopienia lub stopienia ziaren rudy, a w efekcie doprowadzenia do ich spieczenia. Dla prawidłowego procesu spiekania zarówno topniki jak i paliwo powinny mieć odpowiednie uziarnienie. Z tego też powodu stosuje się domielenie koksiku przed podaniem go do namiarowi, do której oprócz wymienionych materiałów kierowany jest także spiek zwrotny. Określone ilości poszczególnych składników mieszane są ze sobą w bębnie grudkującym (grudkowniku), gdzie mieszanka jest nawilżana i uzyskuje odpowiednią przewiewność. Następnie mieszanka podawana jest do zasobnika dozującego, skąd spada na ruszt taśmy spiekalniczej (tworząc warstwę o wysokości ok. 450÷550 mm).

Spiekanie mieszanki spiekalniczej realizowane jest na ciągłym ruchomym ruszcie taśmowym (taśmie spiekalniczej), składającym się z wielu wózków spiekalniczych (rys. 3.9). Spiekanie rozpoczyna się w momencie przejścia wózka przez piec zapłonowy, w którym następuje zapalenie koksiku od płomienia palnika. Dalsze spalanie paliwa zachodzi samoczynnie w wyniku przepływu przez mieszankę powietrza (z góry do dołu) zasysanego przez ssawę. Strefa żaru (o temperaturze 1250÷1320 °C) przesuwa się stopniowo w dół (z prędkością 20÷25 mm/min), aż do osiągnięcia rusztu wózków. Proces spiekania przebiega stopniowo w sposób następujący:

- ❑ w pierwszym etapie następuje odparowanie wilgoci, ma też miejsce częściowy rozkład węglanów oraz redukcja wyższych tlenków żelaza;
- ❑ w drugim etapie koksik spala się, kończy się też rozkład węglanów a część składników mieszanki przechodzi w fazę ciekłą;
- ❑ w trzecim etapie w wyniku chłodzenia spieku zachodzi krystalizacja fazy ciekłej oraz występuje częściowe utlenianie pierwotnie zredukowanych wyższych tlenków żelaza.



Rys. 3.8. Schemat technologiczny procesu spiekania rud żelaza [86]



Rys. 3.9. Schemat taśmy do spiekania rud żelaza [86]

Gotowy spiek opuszczający taśmę spiekalniczą przechodzi przez łamacz spieku, gdzie jest rozdrabniany na mniejsze kawałki (ok. 150÷200 mm). Następnie podawany jest do chłodni, w których ulega schłodzeniu w strumieniach powietrza podawanego przez wentylatory. Stąd po przesianiu na sitach i po kolejnym schłodzeniu wodą kierowany jest do dalszego procesu metalurgicznego.

Do zbylania drobnoziarnistych rud, które trudno się spiekają stosuje się proces grudkowania polegający na uformowaniu z miazgi rudnego (na skutek jego toczenia po obracających się powierzchniach bębna lub talerza) niemal regularnych kul o średnicy 20÷35 mm. Utworzona w ten sposób grudka składa się z gęsto ułożonych ziaren rudy, oddzielonych od siebie cienką błoną wody i ma dostateczną wytrzymałość do przeprowadzenia procesu wypalania (realizowanego w piecach pionowych lub na taśmach spiekalniczych, celem nadania jej ostatecznej wytrzymałości). Ta metoda zbylania stosowana jest rzadziej od spiekania i przeznaczona jest przede wszystkim do łączenia pyłowych koncentratów mieszanki, pochodzących ze wzbogacania ubogich rud.

Kolejnym procesem zbylania rud jest brykietowanie, które realizuje się na prasach pod dużymi naciskami. Poddaje się mu mieszankę rudną o ziarnistości poniżej 5 mm i wilgotności 7÷10% wymieszaną z materiałem wiążącym (zasadowy żużel wielkopiecowy, wapno gazzone, szkło wodne, cement). Ta metoda zbylania jest najrzadziej stosowana.

W podsumowaniu niniejszego rozdziału na fotografiach, pokazanych na rys. 3.10, zilustrowano ważniejsze operacje przygotowania rudy żelaza do procesu wielkopiecowego.



a)



b)



c)



d)



d)

Rys. 3.10. Przygotowanie rudy żelaza: a) usypywanie pryzmy cząstkowej za pomocą zwałowarki, b) urabianie mieszanki rudnej maszyną urabiającą, c) mieszanie rudy, koksiku i topników w bębnie grudkującym; d) spiekanie mieszanki spiekalniczej na ruszcie taśmowym, e) rozdrabnianie spieku za pomocą łamacza

3.2. Wytwarzanie surówki w wielkim piecu

3.2.1. Materiały wsadowe do wielkiego pieca

Materiały wsadowe do wielkiego pieca stanowią: tworzywa żelazonośne, paliwa wielkopieczowe, topniki oraz powietrze.

Tworzywa żelazonośne są to materiały, za pomocą których wprowadza się do wielkiego pieca żelazo. Są to przede wszystkim odpowiednio przygotowane (w sposób opisany w rozdziale poprzednim) koncentraty rud żelaza, które zawierają także inne

użyteczne w procesie metalurgicznym pierwiastki (mangan, chrom, wanad itp.). Ponadto, w procesie wielkopieczowym wykorzystuje się także odpady przemysłu hutniczego, takie jak:

- ❑ żużel z pieców grzewczych zawierający 45÷50% Fe i 20÷30% SiO₂;
- ❑ manganowe żużle wielkopieczowe, które zawierają 10÷25% MnO i stanowią cenne źródło manganu;
- ❑ zgorzelina, będąca odpadem walcowni i kuźni, która zawiera ok. 70% Fe i 1÷2% SiO₂;
- ❑ pył wielkopieczowy, zawierający przeciętnie ok. 35% Fe i 8÷10% C;
- ❑ wpałki pirytowe, stanowiące produkt uboczny w produkcji kwasu siarkowego z pirytu, które zawierają 48÷55% Fe;
- ❑ odpady przemysłu chemicznego.

Dla zwiększenia zawartości manganu do wsadu wielkopieczowego dodawane są rudy manganowe, z których za najważniejsze uznaje się: piroluzyt MnO₂, braunit Mn₂O₃, hausmanit Mn₃O₄, manganit Mn₂O₃·H₂O, rodochrozyt MnCO₃ oraz rodonit MnCa(SiO)₃. Bogate rudy manganu zawierają ok. 50÷52% tego pierwiastka, zaś przeciętnie ok. 40÷48%. Największe złoża minerałów zawierających mangan zlokalizowane są w Gruzji, Indiach, Brazylii oraz na Ukrainie.

Paliwa wielkopieczowe, wykorzystywane do produkcji surówek żelaza, powinny odznaczać się:

- ❑ dużą wartością opałową konieczną do wydzielenia dużych ilości ciepła niezbędnego do uzyskania wysokiej temperatury w piecu;
- ❑ dużą reakcyjnością, która jest niezbędna do zajścia odpowiednich procesów chemicznych;
- ❑ jak najmniejszą zawartością domieszek szkodliwych, tj. fosforu, siarki (pogarszają jakość surówki) oraz popiołu (jego przejście do żużla wymaga zwiększenia dodatku topnika);
- ❑ wysoką wytrzymałością zabezpieczającą przed kruszeniem się paliwa podczas załadowania oraz w czasie przemieszczania się wsadu w dół pieca;
- ❑ dużą odpornością na ścieranie - zmniejsza się ilość pyłu powstającego z paliwa, który utrudnia swobodny przepływ gazów wielkopieczowych oraz jest źródłem strat paliwa unoszonego przez te gazy na zewnątrz pieca.

Powszechnie wykorzystywanym w procesie wielkopieczowym paliwem jest koks. O jego jakości decyduje zawartość części lotnych, wilgoci, siarki, fosforu, popiołu oraz jego skład chemiczny, własności fizyczne, cieplne i mechaniczne. Paliwo to zostało szczegółowo opisane w rozdziale 2.3.

Bardzo dobrym paliwem, które przez lata wykorzystywane było w procesie wielkopieczowym jest węgiel drzewny, powstały w wyniku suchej destylacji drewna. Zawiera on zaledwie 2÷3% popiołu oraz do 0,02% siarki i fosforu, przez co jest cenionym paliwem przy produkcji surówek wysokogatunkowych. Zastosowanie węgla drzewnego wymaga użycia bardzo niskich pieców i jest ograniczone do krajów mających znaczące zasoby drewna, takich jak Rosja, Szwecja, Kanada.

Paliwem wielkopieczowym może także być antracyt, czyli odmiana węgla kamiennego charakteryzująca się największą zawartością węgla (90÷98%), przekładającą się na wysoką wartość opałową. Duże pokłady tego paliwa zlokalizowane są w Anglii, Francji, Belgii, Niemczech, USA i Kanadzie.

Nowoczesne procesy wielkopieczowe uwzględniają także możliwość wykorzystania paliw zastępczych, takich jak: gaz ziemny, oleje ciężkie, pył węglowy oraz mieszanki oleju z węglem.

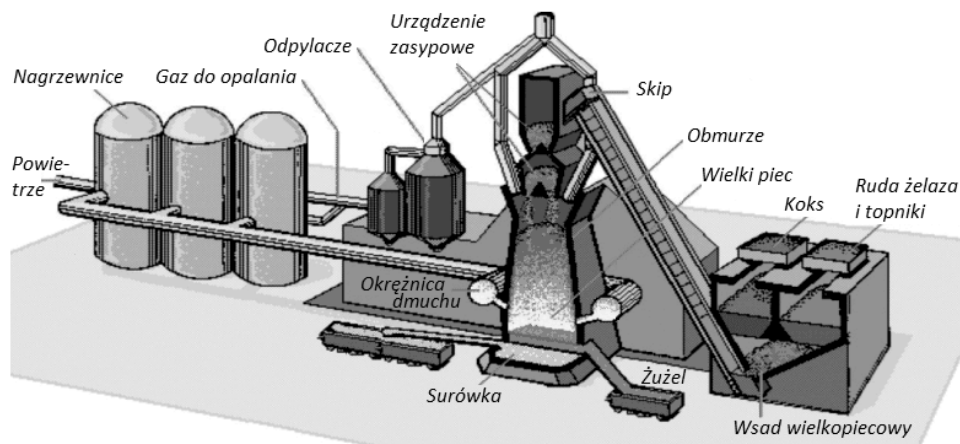
Topniki są niezbędne do tego by utworzyć ze składnikami mineralnymi znajdującymi się w rudach rzadko płynną masę (żużel), którą w miarę potrzeby można w prosty sposób usunąć z pieca. Głównym zadaniem topników jest obniżenie temperatury topnienia żużla, utworzenie go w niezbędnej ilości i o odpowiedniej płynności, zapewniając tym samym prawidłowość przebiegu procesów metalurgicznych w piecu. Stosowanie rud kwaśnych wymaga dodatku topnika zasadowego (kamień wapienny lub dolomit), zaś w przypadku rud zasadowych stosuje się dodatki topnika kwaśnego (piaskowiec lub kwarcyt).

Powietrze atmosferyczne lub zmodyfikowane poprzez dodanie różnych dodatków (para wodna, tlen, gaz ziemny, paliwo zastępcze) jest niezbędne do prowadzenia procesu wielkopieczowego. W miejsce powietrza można zastosować czysty tlen, celem zintensyfikowania wytopu surówki.

3.2.2. Wielki piec i urządzenia towarzyszące

Pierwszy etap otrzymywania żelaza i jego stopów stanowi wytwarzanie surówki w wielkim piecu, którego wielkość określa się objętością użyteczną (największy wielki piec znajdujący się w Polsce ma objętość 3200 m³). Dla prowadzenia procesu wielkopieczowego oprócz wielkiego pieca niezbędna jest eksploatacja działów oraz urządzeń pomocniczych (rys. 3.11), do których zalicza się:

- składowisko materiałów wsadowych mieszczące zapas rudy i topników na okres 75÷90 dni;



Rys. 3.11. Schemat technologiczny procesu wielkopieczowego; na podstawie [6]

- ❑ nagrzewnice dmuchów z dmuchawami służące do wdmuchiwania do wielkiego pieca powietrza podgrzanego do wysokiej temperatury;
- ❑ kadzie surówkowe i żuźlowe stosowane do odbierania i wywożenia płynnych produktów procesu wielkopiecowego;
- ❑ maszyny rozlewnicze wykorzystywane do odlewania surówki w tzw. gąski, zabezpieczające produkcję żeliwa;
- ❑ urządzenia oczyszczające gaz wielkopiecowy, w których odzyskiwany jest pył wielkopiecowy;
- ❑ urządzenia transportowe - stosowany jest transport kolejowy, suwnicami, względnie przenośnikami taśmowymi lub skipowymi.

Wielki piec

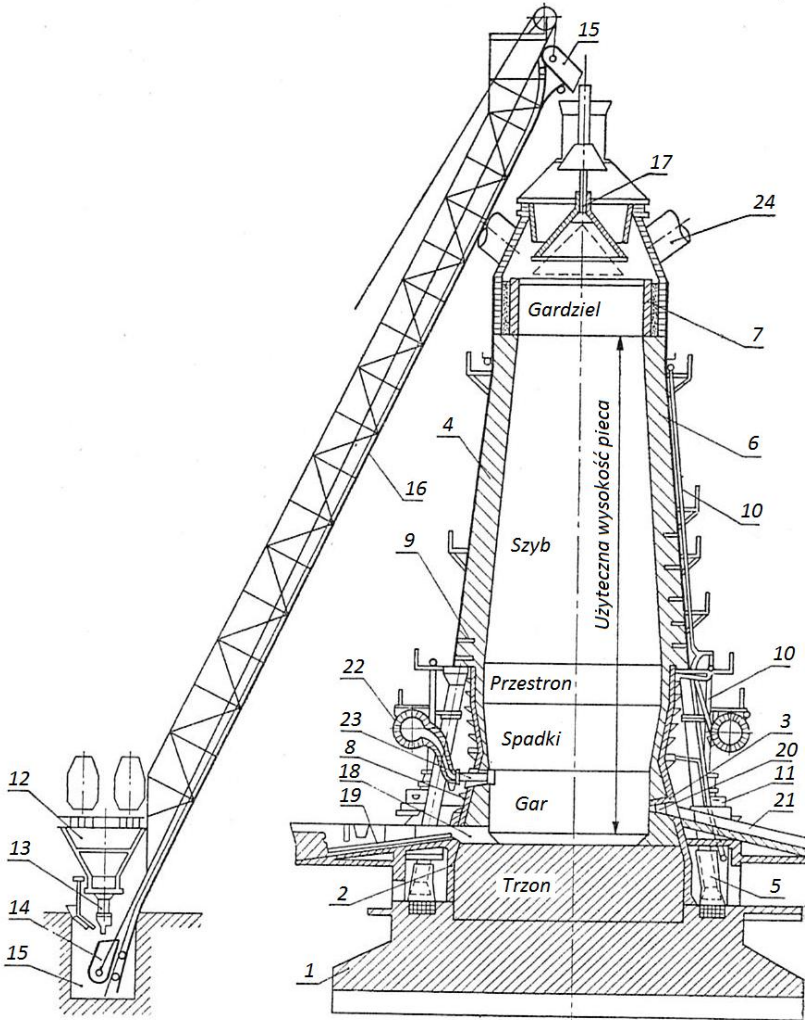
Wewnętrzna przestrzeń wielkiego pieca (ograniczona przez obmurze wykonane z materiału ogniotrwałego) ma charakterystyczny kształt dwóch stożków ściętych zwróconych ku sobie podstawami, które są połączone i ograniczone z przeciwnych stron przez trzy niewysokie części walcowe. Wszystkie te części spełniają ważną rolę w procesie wielkopiecowym i mają nadane odpowiednie nazwy. Wyróżnia się zatem (rys. 3.12):

- ❑ gardziel w kształcie walca zamkniętą od góry urządzeniem zasypowym, do której zasypuje się materiał wsadowy zwany nabojem; wyróżnia się przy tym nabój rudny (spiek rudy wraz z topnikiem) oraz nabój koksowy;
- ❑ szyb w kształcie stożka ściętego (o kącie pochylenia tworzącej bocznej $84\div 86^\circ$), którego wymiary wynikają z przemian zachodzących w tej części pieca, a mianowicie zwiększania się objętości wsadu w efekcie pęcznienia rud (wydzielanie CO) oraz jego kurczenia się wskutek odgazowania H_2O i CO_2 z topnika i niektórych rud; proces pęcznienia dominuje na kurczeniu w związku z czym rozszerzający się ku dołowi stożek szybu przeciwdziała zawieszeniu się słupa tworzyw w tej części pieca; w dole szybu panuje wysoka temperatura, w której rudy stają się plastyczne i przechodzą w stan ciastowaty;
- ❑ przestron w kształcie walca, w którym wskutek wysokiej temperatury następuje upłynnienie wsadu;
- ❑ spadki stanowiące część pieca, w której powstają jego główne produkty, tj. surówka i żużel; kształt spadków (stożek o tworzącej bocznej nachylonej do poziomu pod kątem $80\div 82^\circ$) zapewnia dobre odprowadzenie tych produktów do garu i kompensuje ubytek objętości całkowicie upłynionych materiałów;
- ❑ gar w kształcie walca, w którego górnej części zainstalowane są dysze służące do doprowadzenia powietrza niezbędnego do spalania koksu; część dolna garu stanowi także zbiornik dla płynnej surówki;
- ❑ trzon będący dnem garu, który jest usadowiony bezpośrednio na fundamencie.

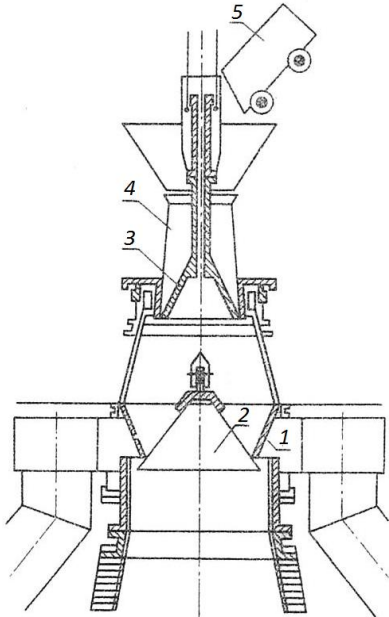
Wyłożenie wielkiego pieca wykonane jest z materiału ogniotrwałego (szamotowego i węglowego). Trzon garu zbudowany jest z kilkunastu warstw ogniotrwałej cegły szamotowej oraz z 2÷3 warstw bloków węglowych, będących roboczą częścią wyłożenia (o łącznej grubości 2,5÷3,5 m). Ściany garu do poziomu nieco poniżej dysz budowane są z bloków węglowych, a powyżej z cegieł szamotowych wysokiej jakości. Grubość ścian obmurza na poziomie otworu spustowego wynosi 1,2÷1,5 m, zaś w okolicy dysz 0,5÷0,7

3. Wytwarzanie surówki żelaza

m. Spadki wykonywane są jako cienkościenne (grubość 0,375 m) lub grubościenne (0,7 m). Pierwsze z nich są charakterystyczne dla pieców budowanych w Rosji, drugie zaś w USA. Obmurze szybu u dołu ma grubość $1\pm 1,2$ m, a przy gardzieli $0,6\pm 0,8$ m. Wyłożenie gardzieli ma taką samą grubość jak górna część szybu, przy czym jego warstwę wewnętrzną stanowią płyty stalowe montowane celem ochrony obmurza przed zniszczeniami powstającymi wskutek zasypywania wsadu.



Rys. 3.12. Wielki piec i zespół urządzeń pomocniczych: 1 - fundament, 2 - pancierz trzonu, 3 - pancierz garu i spadków, 4 - pancierz szybu i gardzieli, 5 - kolumny podszybowe, 6 - obmurze z materiałów ogniotrwałych, 7 - płyty stalowe dla ochrony gardzieli, 8 - chłodnice podpancerzowe, 9 - chłodnica szybu, 10 - rury wodne zasilające, 11 - zbiorniki wody z chłodnic, 12 - zasobniki tworzyw, 13 - wagon-waga, 14 - jama skipowa, 15 - skip (wózek skipowy), 16 - wyciąg skipowy, 17 - urządzenie zasypowe, 18 - otwór spustowy, 19 - rynna do surówki, 20 - otwór żużlowy, 21 - rynna do żużłu, 22 - okrężnica doprowadzająca dmuch, 23 - zestaw dyszowy, 24 - przewody odprowadzające gaz gardzielowy; na podstawie [161]



Rys. 3.13. Urządzenie zasypowe dwustożkowe: 1 - miska obrotowa, 2 - duży stożek, 3 - mały stożek, 4 - lej obrotowy, 5 - skip [112]

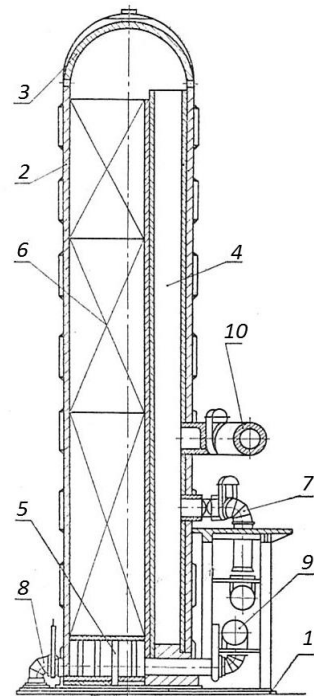
wsadowym (koks lub ruda wymieszana z topnikiem) jest transportowany za pomocą pochyłego wyciągu ponad gardziel wielkiego pieca, gdzie po przechyleniu wysypuje swoją zawartość do leja obrotowego, obracającego się w sposób ciągły z prędkością 20÷25 obr/min. Ruch obrotowy leja powoduje, że ładowane tworzywo jest równomiernie rozłożone na całym obwodzie małego (górnego) stożka. Po opuszczeniu tego stożka materiał wysypuje się na misę, zamkniętą od dołu przez stożek duży (dolny). Po podniesieniu stożka małego (zamknięciu urządzenia zasypowego) opuszcza się stożek duży i tworzywo zasypywane jest do gardzieli pieca.

Doprowadzenie dmuchu do wielkiego pieca

Powietrze wprowadzone do wielkiego pieca jest wdmuchiwane pod ciśnieniem i ma temperaturę 900÷1200 °C (gorący dmuch), co znajduje przełożenie na mniejsze zużycie koksu. Jest ono podgrzewane w urządzeniach nazywanych nagrzewnicami, z których najczęściej stosowane są nagrzewnice Cowpera (rys. 3.14). Urządzenia te pracują w sposób okresowy.

Pancerz wielkiego pieca ma grubość 30÷32 mm i stanowi konstrukcję nośną dla urządzenia zasypowego oraz przewodów gazowych. Ponadto, służy on do ujęcia obmurza uniemożliwiając jego rozparcie wskutek nacisków materiałów wsadowych oraz zapobiega przenikaniu gazów na zewnątrz pieca. Chłodzenia pieca dokonuje się poprzez zraszanie pancerza wodą lub za pomocą chłodnic instalowanych bezpośrednio pod pancerzem. Gar, trzon i spadki chłodzi się chłodnicami pionowymi, zaś szyby poziomymi.

Ładunek tworzywo do wielkiego pieca odbywa się w górnej jego części przy pomocy urządzenia zasypowego, np. dwustożkowego z lejem obrotowym, które pokazano na rys. 3.13. Przebiega on wg następującego schematu. Wózek skipu załadowany w jamie skipowej materiałem



Rys. 3.14. Nagrzewnica Cowpera: 1 - fundament, 2 - płaszcz stalowy z wykładziną ogniotrwałą, 3 - kupała, 4 - szyba spalania, 5 - kolumny podtrzymujące kratę, 6 - kratownica z cegły szamotowej, 7 - przewód i palnik gazowy, 8 - odprowadzenie spalin, 9 - przewód doprowadzający zimny dmuch, 10 - przewód odprowadzający gorący dmuch [112]

Najpierw gorące spaliny (o temperaturze ok. 1300 °C) powstałe w wyniku spalania gazu wielkopieczowego w szybie spalania wznoszą się pod kopułę nagrzewnicy, gdzie zmieniają kierunek, przepływają przez kratownice ku dołowi oddając im ciepło i ostatecznie uchodzą do komina (proces ten trwa ok. 2÷4 godzin). W drugim okresie po przerwaniu dopływu gazu i powietrza do spalania, zamyka się zawór kominowy i otwiera dopływ powietrza zimnego dmuchu i zawór dmuchu gorącego. Powietrze przepływając przez kratownice (z dołu do góry) nagrzewa się i jest kierowane przez przewód gorącego powietrza do okrężnicy wielkiego pieca. Czas wykorzystywania nagrzewnicy do nagrzewania powietrza wynosi 1÷2 godzin, dlatego też do zapewnienia właściwej pracy wielkiego pieca potrzebne są trzy urządzenia Cowpera, z których jedno dostarcza gorące powietrze a dwa nagrzewają się.

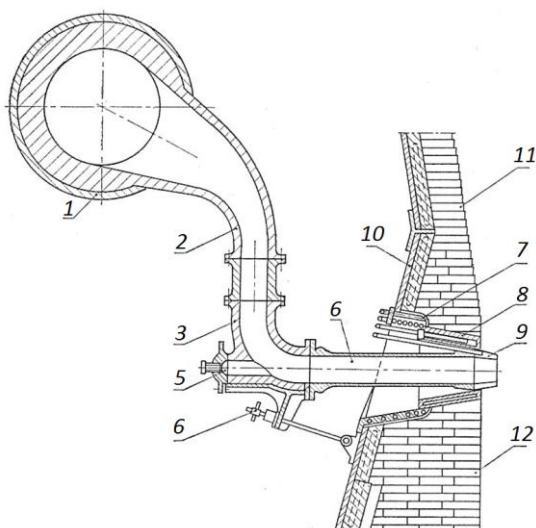
Okrężnica wielkiego pieca wyposażona jest w szereg króćców wylotowych doprowadzających powietrze do dyszaków i dysz obsadzonych w obmużu górnej części garu. Dyszaki wykonuje się jako odlewy żeliwne lub stalowe (o długości ok. 1500 mm) i zakończya dyszą (wchodzącą w głąb wielkiego pieca na ok. 200 mm), wykonaną z miedzi elektrolitycznej i mającą specjalne chłodzenie wodne. Zwykle stosuje się od 12 do 32 dysz rozmieszczonych symetrycznie na obwodzie garu wielkiego pieca. Typowy zestaw dyszowy pokazano na rys. 3.15.

Oczyszczanie gazu wielkopieczowego

Podczas wytapiania surówki powstają duże ilości gazu wielkopieczowego (na 1 tonę surówki przypada ok. 4000 m³ takiego gazu), który uchodząc z pieca zabiera ze sobą duże ilości pyłu (ok. 20÷50 g/m³), składającego się z drobnego miazła rudnego i koksowego. Gaz wielkopieczowy poddawany jest oczyszczaniu w celu uniknięcia zanieczyszczenia i korozji palników, kratownic i regeneratorów nagrzewnic dmuchu. Po oczyszczeniu ilość pyłu w 1 m³ gazu nie przekracza 0,02 g.

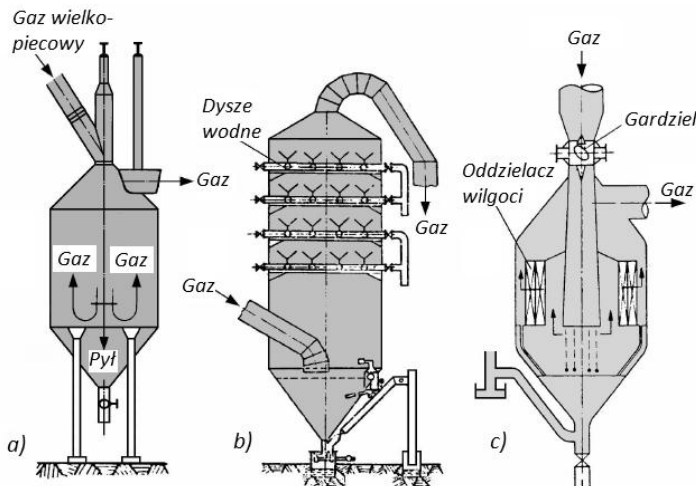
Każdy wielki piec wyposażony jest w zespół urządzeń do oczyszczania gazu, w którego skład wchodzi odpylnik statyczny oraz mokra część oczyszczalni. Proces oczyszczania gazu składa się z następujących etapów:

Rys. 3.15. Przewody doprowadzające dmuch do wielkiego pieca: 1 - okrężnica dmuchu, 2 - kolano stałe z króćcem wylotowym z okrężnicy, 3 - kolano ruchome dyszowe, 4 - ciągnio sprężynowe łączące kolana z dyszakiem, 5 - wziernik z pokrywą wziernikową, 6 - dyszak zwykły lub izolowany, 8 - dyszownica (z brązu) z chłodzeniem wodnym, 9 - miedziana dysza z chłodzeniem wodnym, 10 - pancierz garu z ramami stalowymi dla osadzania obsad dyszownic, 11 - ogniotrwałe obmuże szamotowe spadków, 12 - ogniotrwałe obmuże garu (na poziomie dysz szamotowe, poniżej węglowe) [112]



- ❑ wstępnego oczyszczania gazu w odpylniku statycznym, usuwającym pył do zawartości ok. 6 g/m^3 , z którym często współpracuje odpylnik odśrodkowy (cyklon) zmniejszający zawartość pyłu do 2 g/m^3 ;
- ❑ chłodzenia gazu i oczyszczania w płuczce wieżowej tzw. skruberze, zmniejszającym zawartość pyłu do $0,6 \div 1 \text{ g/m}^3$;
- ❑ oczyszczania w płuczkach Venturii, w których zawartość pyłu jest doprowadzana do wartości $0,02 \text{ g/m}^3$;
- ❑ odwodnienia w odwadniaczu cyklonowym.

Urządzenia wykorzystywane w oczyszczalniach gazu wielkopieczowego pokazano na rys. 3.16.



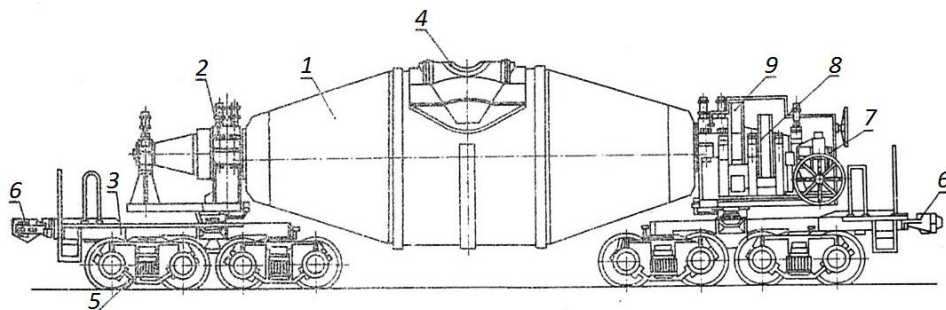
Rys. 3.16. Urządzenia do oczyszczania gazu wielkopieczowego: a) odpylnik statyczny, b) płuczka wieżowa, c) płuczka "Venturii" [86]

Urządzenia do rozlewania i transportu surówki oraz żużla

Spust surówki z wielkiego pieca odbywa się zwykle 6 razy na dobę i związany jest z każdorazowym otwarciem i zamknięciem otworu spustowego, umieszczonego $200 \div 300 \text{ mm}$ ponad poziomem trzonu. Otwór spustowy jest silnie chłodzony wodą za pomocą chłodnic wtopionych w obmurze. Przebijanie otworu spustowego odbywa się za pomocą specjalnych urządzeń, tzw. przebijaerek udarowych lub wiertarkowych. Po spuszczeniu surówki otwór spustu jest zamykany poprzez wypełnienie go masą składającą się z gliny ogniotrwalej, szamotu i węgla. Zamykanie prowadzone jest w czasie pracy pieca i wymaga zastosowania specjalnych urządzeń - zatykarek (pneumatycznych, hydraulicznych, elektrycznych), które podają masę pod odpowiednio wysokim ciśnieniem (około 3 MPa).

Surówkę spuszczoną z wielkiego pieca transportuje się specjalnymi kadziami mieszalnikami (rys. 3.17) do stalowni lub na stanowisko maszyny rozlewniczej. Kadzie te, o pojemności $10 \div 35 \text{ m}^3$ mają kształt cylindra zakończonego stożkowymi czopami, które spoczywają w łożyskach umieszczonych na dwóch niezależnych od siebie platformach wagonowych. Kadzie wyposażone są we własny napęd silnikowy i mogą transportować surówkę na znaczne odległości (nawet do 30 km).

3. Wytwarzanie surówki żelaza

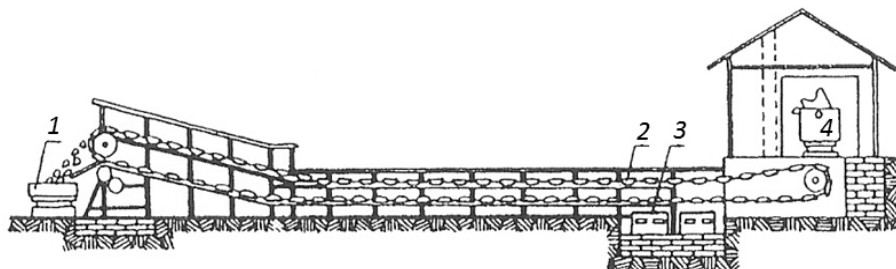


Rys. 3.17. Kadz surówkowa mieszalnikowa: 1 - beczka, 2 - stojaki, 3 - platforma, 4 - otwór do wlewania i wylewania surówki, 5 - wózki dwuosiowe, 6 - sprzęgi, 7 - silnik, 8 - przekładnia, 9 - koła zębate [112]

Maszyna rozlewnicza (rys. 3.18) jest wykorzystywana do wykonywania z surówki odlewów, tzw. gąsek. Na ogół jest to przenośnik łańcuchowy z żeliwnymi wlewnicami w kształcie niecki. Zagłębienie wlewnicy wypełnia się ciekłą surówką, która krzepnie w czasie przemieszczania z jednego końca maszyny na drugi (długość maszyn rozlewniczych wynosi 40÷60 m, a prędkość przesuwu taśmy 6÷15 m/min) tworząc gąskę, która usuwana jest z wlewnicy samoistnie po jej obróceniu w punkcie zwrotnym. W drodze powrotnej wlewnice spryskiwane są wapnem, w celu przeciwdziałania przylepianiu się do nich surówki.

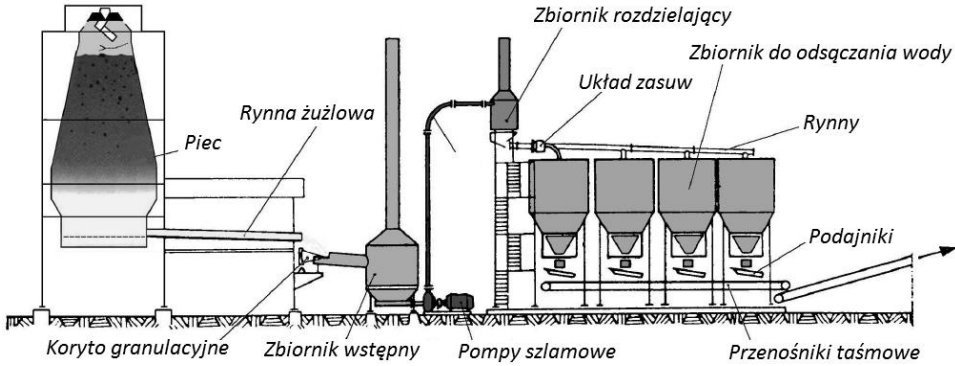
Spust surówki poprzedzony jest spustem żuźla (2÷3 godziny wcześniej), który odbywa się przez drugi otwór spustowy, znajdujący się około 1000 mm powyżej otworu spustowego surówki, względem którego jest także przesunięty o kąt 120°. Średnica otworu żuźlowego wynosi ok. 45÷60 mm i jest on wykonany z elementów metalowych chłodzonych wodą. W przypadku pieców o dużej pojemności stosuje się dwa otwory spustowe żuźla, z uwagi na jego małą ciekłość. Otwory spustowe żuźla zatykane są korkami z masy ogniotrwałej. Otrzymany z wielkiego pieca żużel poddaje się granulacji metodą moką, bezpośrednio w urządzeniach znajdujących się przy halach lejniczych (rys. 3.19). Żużel nie nadający się do przerobu metodą granulacji kierowany jest na doły zlewne (żuźlowe), gdzie po ostygnięciu przerabiany jest na żużel kawałkowy.

Żużel może być także transportowany do innych działów huty, w których podlega przerobowi. W celu transportu wykorzystywane są kadzie stalowe o pojemności 5÷16,5 m³. Jednakże takie rozwiązanie nie jest ekonomiczne i połączone ze stratą ciekłego żuźla,



Rys. 3.18. Schemat maszyny rozlewniczej: 1 - wagon, 2 - wlewnice żeliwne, 3 - urządzenie do spryskiwania wlewnic mlekiem wapiennym, 4 - kadz z surówką [26]

który krzepnie na ścianach kadzi. Dlatego też obecnie piece o dużej pojemności wchodzące w skład nowoczesnych hut (tzw. zintegrowanych) są wyposażane w urządzenia do przerobu żużla "przy piecu" [86].

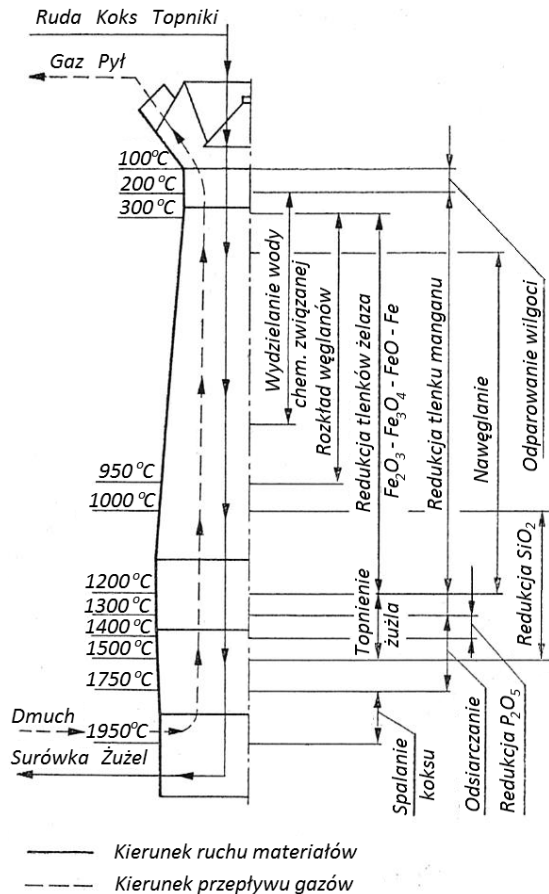


Rys. 3.19. Urządzenie do granulacji żużla przy wielkim piecu [86]

3.2.3. Proces wielkopieczowy

Wielki piec pracuje na zasadzie przeciwprądu, którą zilustrowano na schemacie przedstawionym na rys. 3.20. Materiały wprowadzone do gardzieli pieca mają temperaturę otoczenia. Stykają się one jednak z gorącymi gazami uchodzącymi z wielkiego pieca, które stopniowo nagrzewają wsad. Gazy te powstają w wyniku spalania koksu w garze i początkowo mają temperaturę około 1950 °C, która zmniejsza się wraz z przemieszczaniem się gazu w górę pieca.

Przeciwprądowy przepływ gazów w stosunku do przemieszczania wsadu sprzyja wymianie ciepła, a tym samym jak najlepszemu jego wykorzystaniu. Wskaźnikiem przebiegu występującej wymiany ciepła



Rys. 3.20. Schemat wymiany ciepłej w wielkim piecu z zaznaczonym rozkładem temperatur i stref zachodzących procesów fizykochemicznych [161]

jest temperatura gazów odlotowych. Im jest ona niższa tym lepsza jest praca cieplna wielkiego pieca.

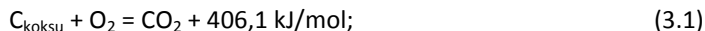
W wyniku intensywnie przebiegającej wymiany ciepła w szybie wielkiego pieca zachodzą następujące procesy fizykochemiczne:

- ❑ odparowanie wilgoci, które ma miejsce po osiągnięciu przez wsad temperatury 100 °C;
- ❑ wydzielanie wody chemicznie związanej, wchodzącej w skład różnych wodoranów i uwodnionych tlenków, które przebiega w zakresie temperatur 200÷800 °C;
- ❑ rozkład węglanów wprowadzonych z wsadem rudnym lub topnikiem;
- ❑ częściowe odgazowanie frakcji lotnych koksu.

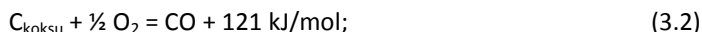
Spalanie koksu w garze wielkiego pieca

Gorące powietrze doprowadzone przez dysze do wielkiego pieca spotyka rozżarzony koks, który ulega spalaniu. Zachodzą przy tym następujące reakcje:

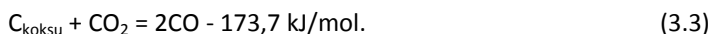
- ❑ spalania zupełnego bezpośrednio przed wylotem dysz, gdzie występuje nadmiar tlenu



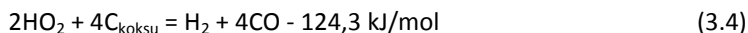
- ❑ spalania niezupełnego, które ma miejsce w dalszej odległości od dysz (w kierunku osi pieca), gdzie występuje niedobór tlenu w stosunku do paliwa:



- ❑ redukcji dwutlenku węgla do tlenku węgla występującej powyżej dysz (w temperaturze przekraczającej 950 °C):



W efekcie tak przebiegającego w wielkim piecu spalania koksu powstaje praktycznie wyłącznie tlenek węgla, który obok azotu (wprowadzonego z dmuchem) stanowi główny składnik gazu powstającego w wielkim piecu na poziomie dysz. Powietrze dmuchu zawiera także pewną ilość wilgoci, która pod działaniem rozżarzonego węgla rozkłada się zgodnie z reakcją



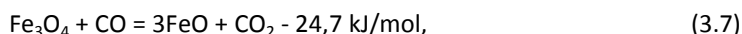
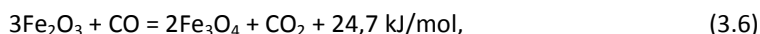
i stanowi źródło niewielkiej ilości wodoru w atmosferze wielkiego pieca.

Redukcja tlenków żelaza

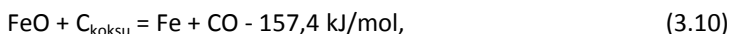
Redukcja tlenków żelaza zachodzi w wielkim piecu stopniowo, poczynając od tlenków o mniejszej zawartości żelaza i kończąc na żelazie metalicznym. Łańcuch redukcji przebiegającej przy $T > 573$ °C przedstawia się jako:



Natomiast szczegółowy zapis poszczególnych reakcji wygląda następująco:



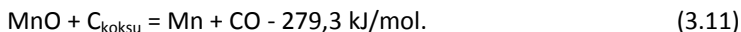
Opisany reakcjami (3.6)÷(3.9) proces redukcji tlenków żelaza za pomocą reduktora w postaci tlenku węgla CO zachodzi w zakresie niższych temperatur i określany jest mianem redukcji pośredniej. Jej produktem jest dwutlenek węgla, który przechodzi do gazu wielkopiecowego i wraz z nim opuszcza piec. W wielkim piecu w wyższych temperaturach zachodzi także redukcja bezpośrednia tlenku żelaza przebiegająca wg reakcji



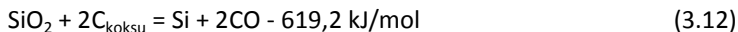
której przebieg wymaga dostarczenia dużych ilości ciepła.

Pozostałe procesy fizykochemiczne

Redukcja tlenków manganu przebiega łatwiej od redukcji tlenków żelaza i jest realizowana zgodnie ze schematem $\text{MnO}_2 \rightarrow \text{Mn}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Mn}_3\text{O}_4 \rightarrow \text{MnO}$. W garze i spadkach pieca następuje ostatecznie redukcja manganu metalicznego, która pochłania duże ilości ciepła



Redukcja krzemionki prowadzi do utworzenia wolnego krzemu (z krzemionki zawartej w żużlu), który następnie przechodzi do surówki. Warunkiem zajścia w tym zakresie następującej reakcji redukcji bezpośredniej

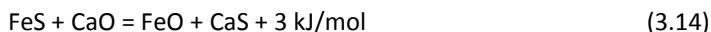


jest dostarczenie dużych ilości ciepła, co powoduje zwiększenie zużycia koksu.

Redukcja tlenków fosforu wprowadzonego wraz z rudami lub z popiołem ze spalania koksu przebiega w zakresie temperatury 1200÷1500 °C, gdzie P_2O_5 redukuje się węglem stałym zgodnie z reakcją:



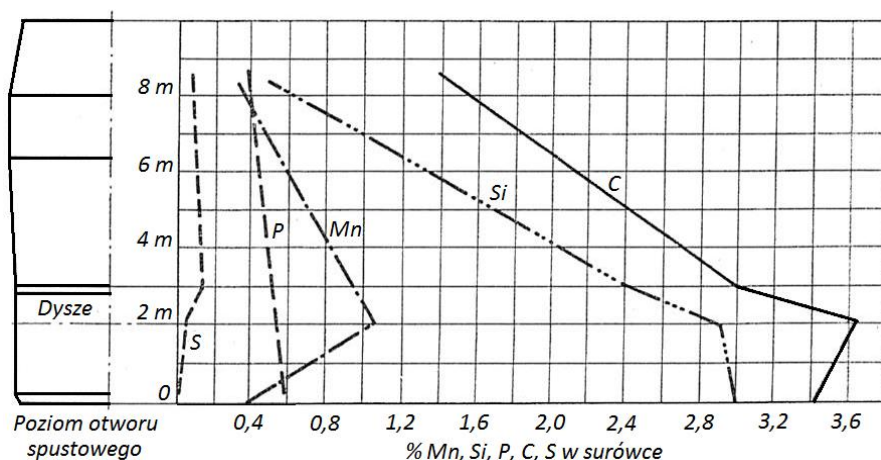
Redukcja siarki. Siarka występuje w surówce w postaci siarczku żelaza FeS, który przeprowadza się w warunkach procesu wielkopiecowego w siarczek wapna CaS, który jest nierozpuszczalny w surówce, a rozpuszczalny w żużlu. Reakcja odsiarczania



przebiega w spadkach wielkiego pieca, a powstały w jej wyniku tlenek żelazawy FeO redukuje się do żelaza metalicznego zgodnie z reakcją (3.10).

Nawęglanie surówki. Węgiel oprócz żelaza stanowi główny składnik surówki. Jego przejście do surówki realizowane jest przez nawęglanie, które przebiega na różnych poziomach wielkiego pieca z różnym natężeniem. I tak w dolnej części szybu utworzone w wyniku redukcji pośredniej żelazo gąbczaste zawiera około 1% C (czynnikiem nawęglającym jest w tej części pieca CO). Zawartość węgla w surówce wzrasta znacząco po roztopieniu żelaza, a ostateczny stopień nawęglania osiągany jest w garze. Wysokie nawęglanie surówki następuje wskutek kontaktu płynnego metalu z węglem zawartym w paliwie, co ma miejsce podczas przeciekania metalu przez warstwy rozżarzonego paliwa. Węgiel może występować w surówce w postaci cementytu Fe_3C lub w postaci wolnej jako grafit.

Zmiany składu chemicznego surówki zachodzące w dolnej części wielkiego pieca przedstawiono na rys. 3.21.



Rys. 3.21. Krzywe przebiegu procesów redukcji składników surówki (z wyłączeniem żelaza) w miarę opadania wsadu wzdłuż dolnej części wielkiego pieca [161]

Powstawanie żużla

Żużel w procesie wielkopieczowym jest produktem ubocznym, który jednak odgrywa bardzo ważną rolę w tym procesie, wpływając na przebieg zachodzących procesów fizykochemicznych. Żużel powstaje w wyniku reakcji składników skały płonnej rudy z topnikami oraz składnikami popiołu, powstającego w efekcie spalania koksu. Skład chemiczny żużla wpływa na skład surówki, szybkość topnienia, wydajność pieca itp., a zawarte w nim składniki dzieli się na zasadowe (CaO, FeO, MgO, MnO), kwaśne (SiO₂) oraz obojętne (CaS, MnS, FeS).

Proces tworzenia żużla w wielkim piecu rozpoczyna się już w fazie stałej (przy $T=800\div 1200$ °C), gdy tworzone są stałe roztwory tlenków zasadowych i krzemionki. Pierwsze krople ciekłego żużla powstające przy temperaturze $1320\div 1420$ °C powodują oziębienie niżej położonych części pieca i utrudniają redukcję tlenków żelaza, manganu, krzemu. Ten pierwszy żużel płynny nazywa się pierwotnym, a jego stopniowe nagrzewanie prowadzi do rozpuszczania się w nim tlenków CaO i MgO, wypierających z żużla tlenki FeO i MnO, które ulegają następnie redukcji do czystego metalu. W ten sposób tworzą się tzw. żużle pośrednie. Ostateczny skład chemiczny żużla (zwanego żużlem końcowym) ustala się na skutek przejścia do niego popiołu, zajścia procesów utleniających podczas jego przeciekania przez poziom dysz oraz procesów redukcyjnych i reakcji odsiarczania w dolnej części garu.

3.2.4. Produkty wielkiego pieca

Podstawowe produkty wielkiego pieca stanowią surówki przerobcze i odlewnicze, oprócz których produkowane są także żelazostopy. Żużel, gaz wielkopieczowy i pył wielkopieczowy stanowią produkty uboczne.

Przykładowa ilość materiałów wsadowych i produktów ubocznych wielkiego pieca przypadająca na wyprodukowanie 1.000 kg surówki (o składzie 94,77% Fe, 3% C, 0,03% S, 0,2% P, 1% Mg, 1% Si) przedstawia następująco [14]:

- ❑ materiały wsadowe: 1.765 kg rudy, 489 kg topników, 954 kg koksu, 200 kg dodatków, 3.850 m³ (1.030 kg) powietrza;
- ❑ produkty uboczne: 577 kg żużła, 4.250 m³ (5.770 kg) gazu wielkopieczowego, 91 kg pyłu wielkopieczowego.

Surówki i żelazostopy

Surówka wielkopieczowa to stop żelaza z węglem oraz krzemem, manganem, fosforem i siarką zawierający przeważnie od 3 do 4,5% C. Z uwagi na duże zawartości węgla i siarki stop ten jest kruchy i nie nadaje się do bezpośredniego stosowania. Stanowi surowiec do dalszego przerobu na stal, staliwo lub żeliwo.

Surówkę wielkopieczową odlewa się w gąski lub w stanie ciekłym transportuje się do mieszalników lub bezpośrednio do stalowni celem przerobu na stal. Gąski przekazywane są do odlewni staliwa lub żeliwa.

Ze względu na strukturę wyróżnia się surówkę:

- ❑ białą, w której węgiel występuje w postaci związanej jako Fe₃C i Mn₃C, przeznaczoną do przeróbki na stal w konwertorach tlenowych, piecach elektrycznych lub martenowskich, a także do wytwarzania żeliwa o wysokiej jakości;
- ❑ szarą, w której węgiel występuje w postaci wolnej (grafit); zawiera ona większe ilości krzemu od surówki białej;
- ❑ połowiczną, w której węgiel częściowo występuje w postaci związanej, a częściowo wolnej.

Surówki szare i połowiczne przeznaczone są do przeróbki na żeliwo w żeliwiakach i piecach elektrycznych. Są one dostarczane do odlewni w postaci gąsek o masie do 45 kg. Wyróżnia się przy tym następujące gatunki surówki odlewniczej: LH (surówka hematytowa), LN (surówka zwyczajna), LF (surówka fosforowa), LW (surówka na walce).

Poza surówkami odlewniczymi zastosowanie znajduje także surówka wielkopieczowa zwierciadlista, zawierająca do 20% Mn, wykorzystywana przy wytwarzaniu stali (odtleniacz) oraz w produkcji staliwa i żeliwa. W wielkim piecu produkuje się także żelazomangan, który wytwarzany jest w czterech gatunkach.

W tabeli 3.2 zestawiono składy chemiczne surówek i żelazostopów otrzymywanych w wielkim piecu [78].

Tab. 3.2. Uogólnione składy surówek i żelazomanganu, stanowiących główny produkt wielkiego pieca

Surówka	C%	Si%	Mn%	P%	S%
przeróbcza	4,0 ÷ 4,2	0,6 ÷ 0,9	0,4 ÷ 1,0	0,3 ÷ 0,4	0,02 ÷ 0,04
odlewnicza	3,6 ÷ 3,8	2,0 ÷ 3,6	0,6 ÷ 0,8	0,1 ÷ 1,0	0,02 ÷ 0,03
zwierciadlista	5,0 ÷ 5,5	max 1,5	12,0 ÷ 20,0	max 0,2	0,02 ÷ 0,03
żelazomangan	6,0 ÷ 7,0	max 2,0	60,0 ÷ 75,0	max 0,2	0,02 ÷ 0,03

Żużel

Żużel otrzymywany w wielkim piecu ze względu na zastosowanie dzieli się na granulowany, kawałkowy i pumekсовy.

Żużel wielkopiecowy granulowany wykorzystywany do produkcji cementu (ewentualnie cegieł żużlowych) składa się z krzemianów i glinokrzemianów wapniowych z domieszką związków manganu, żelaza i siarki. Uzyskiwany jest ze stanu płynnego w drodze szybkiego chłodzenia w strumieniu wody (rys. 3.19).

Żużel wielkopiecowy kawałkowy otrzymywany jest z wielkiego pieca i przeprowadzany w stan stały w wyniku procesu powolnego studzenia. Wykorzystywany jest do budowy dróg, jako dodatek do betonów zbrojonych itp.

Żużel wielkopiecowy pumeksowy otrzymuje się poprzez spienianie żużla ciężkiego w niedomiarze wody i powietrza. Wykorzystywany jest do wyrobu kruszyw i lekkich betonów.

Gaz wielkopiecowy

Gaz wielkopiecowy (zawierający: 8 ÷ 16% CO₂, 28 ÷ 36% CO, 2 ÷ 6% H₂, 50 ÷ 56% N₂) stanowi podstawę gospodarki energetycznej huty. Gaz ten jest wykorzystywany m.in. do opalania nagrzewnic Cowpera, a w mieszaninie z gazem koksowniczym do ogrzewania komór koksowniczych.

Pył wielkopiecowy

Pył wielkopiecowy składa się z drobnych ziaren (o wielkości do 3 mm) rudy, spieku, topnika i koksu. Jego skład chemiczny jest następujący, ok.: 42% Fe, 18% C, 30% CaO + MgO + Al₂O₃ + SiO₂, 5% alkaliów. Stosowany jest jako dodatek w spiekalniach proszków oraz w cementowniach.

Na rys. 3.22 przedstawiono fotografie ilustrujące wybrane etapy procesu wielkopiecowego, realizowanego w jednej z hut zintegrowanych.

3.3. Wytwarzanie żelaza poza wielkim piecem

Proces wielkopiecowy jest główną metodą służącą do wytwarzania surówki żelaza, który jest jednak opłacalny wyłącznie w przypadku produkcji masowej (przy programie produkcyjnym wynoszącym przynajmniej 3,5 mln ton stali rocznie). Z tego powodu w niektórych krajach stosuje się inne metody (tańsze pod względem inwestycyjnym) wytwarzania surówki lub czystego żelaza bezpośrednio z rud, które są opłacalne przy mniejszej wydajności huty. Niektóre z tych metod przybliżono w niniejszym rozdziale.

Niskoszybowy piec elektryczny do wytopu surówki

Piece elektryczne (rys. 3.23) mają gar o średnicy 10÷12 m i wysokości 6 m, który nakryty jest sklepieniem, z przechodzącymi przez nie trzema elektrodami. Piece te mają moc do 60 MW i wydajność dobową do 600 ton surówki. Budowane są w krajach dysponujących tanią energią elektryczną, np. w Norwegii, Szwecji, Kanadzie.

W piecach tych redukcja tlenków żelaza następuje prawie wyłącznie w drodze redukcji bezpośredniej, zachodzącej w wysokiej temperaturze - reakcja (3.10). Zużycie koksu jest tutaj mniejsze niż w wielkim piecu i wynosi ok. 320 kg na 1 tonę surówki, której wyprodukowanie wymaga równocześnie zużycia ok. 2000 ÷ 2250 kWh energii elektrycznej. Wytworzony w piecu gaz (ok. 600 m³ na 1 tonę surówki) zawiera prawie czysty tlenek węgla i ma wartość opałową 10,8 MJ/m³.



a)



b)



c)



d)



e)

Rys. 3.22. Otrzymywanie surówki żelaza w wielkim piecu: a) wielki piec, b) transport wsadu za pomocą przenośnika skipowego, c) doprowadzenie dmuchu gorącego do pieca, d) spust surówki do kadzi mieszalnikowej, e) odlewanie surówki w gąsiki na maszynie rozlewniczej

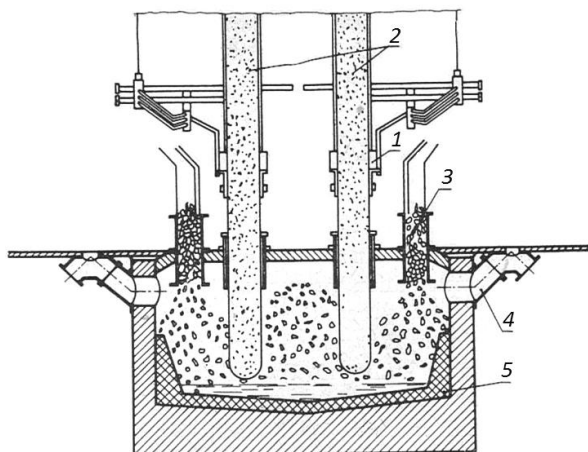
Proces wytwarzania żelgrudy

Proces żelgrudowy stosuje się do przerobu bardzo ubogich i kwaśnych rud żelaza. Prowadzi się go w piecu obrotowym (z prędkością obrotową 4÷6 obr./min) o średnicy 3÷4,2 m i długości 75÷100 m, który dodatkowo nachylony jest do poziomu pod kątem 2÷4°. W wyższym końcu pieca odbywa się załadunek rudy (o ziarnistości do 25 mm), z dodatkiem topnika i węgla lub półkoks, zaś w niższym ma miejsce wysyp produktu (tam też znajduje się palnik na pył węglowy lub mazut).

W piecu zachodzi proces redukcji tlenków żelaza za pomocą CO, który powstaje w efekcie reakcji CO_2 i C z paliwa. Uzyskaną żelgrudę (o następującym składzie chemicznym: 96÷97% Fe, 0,1% Mn, 0,1% Si, 0,8÷1,5% C, 0,5÷1,5% S) po wypadnięciu z pieca

zlewa się wodą i wybiera z niej większe bryłki żelaza. Z pozostałej masy po zmieleniu wydziela się żelazo metodą elektromagnetyczną.

Proces żelgrudowy nie jest ekonomiczny ze względu na niską wydajność pieca (dziennie ok. 300 kg na 1 m³ objętości pieca) oraz konieczność częstej wymiany obmurza w przedniej części pieca. Obecnie proces ten został zastąpiony metodami redukcji bezpośredniej i ma znaczenie historyczne.



Rys. 3.23. Piec elektryczny do wytopu surówki: 1 - kontakty prądowe, 2 - masa elektrodowa, 3 - zasyp rudy, 4 - odlot gazów, 5 - obmurze pieca [78]

Metody redukcji bezpośredniej

W procesach redukcji bezpośredniej rud, za pomocą stałego lub gazowego reduktora, otrzymywana jest w fazie stałej (sporadycznie ciekłej) gąbka żelazna. Produkt ten zastępuje w procesie stalowniczym złom o wysokiej czystości i posiada szereg zalet, do których zalicza się: stały i znany skład chemiczny, brak szkodliwych domieszek, określoną formę i kształt umożliwiające załadunek (w sposób ciągły) do elektrycznych pieców stalowniczych.

Do wytwarzania gąbki żelaznej stosuje się tylko bogate rudy lub koncentraty, w których ilość skały płonnej jest mniejsza niż 3÷4%. Wynika to z braku możliwości usunięcia tej skały w procesie redukcji bezpośredniej. Uzyskaną gąbkę przetapia się na stal w piecach elektrycznych, co jest opłacalne już przy rocznej produkcji stali wynoszącej 0,5 mln ton.

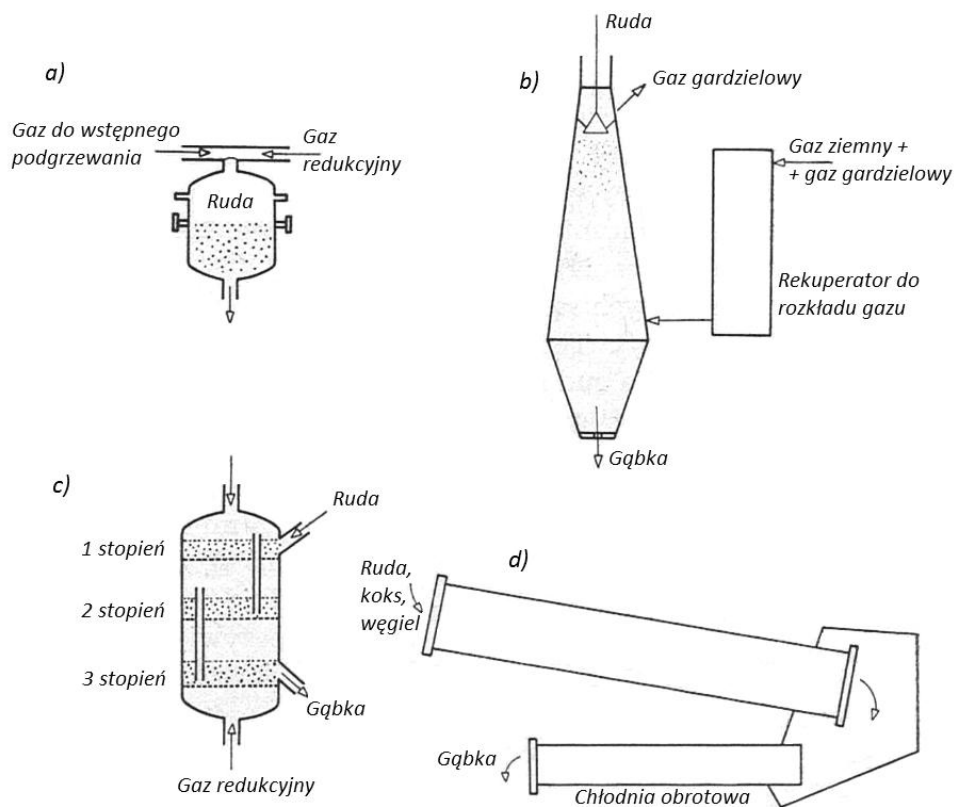
W praktyce stosowanych jest wiele metod służących do bezpośredniego otrzymywania żelaza, które ujmuje się w scharakteryzowane poniżej grupy - schematycznie przedstawione na rys. 3.24:

- ❑ redukcji w retortach w warstwie stałej reduktorem gazowym, przy mniej więcej stałej temperaturze; przykładem jest w tym zakresie proces HyL opracowany w Meksyku, który jest nieciągły, a grudki rudy są w nim kolejno: wstępnie redukowane, w pełni metalizowane, chłodzone i następnie rozładowane;
- ❑ redukcji w piecu szybowym, w przeciwprądzie; zalicza się tutaj metody Midrex, Purofer i Armco, które różnią się szczegółami konstrukcyjnymi i procesem wytwarzania gazu redukcyjnego;
- ❑ redukcji w warstwie fluidyzacyjnej, w stałej temperaturze; koncentraty rudy są utrzymywane w strumieniu gazu, którego prędkość jest uzależniona od ziarnisto-

ści rudy; stosowane są niskie temperatury w celu uniknięcia zlepiania się (spiekania) ziaren zredukowanej rudy; zaletę metod zaliczanych do tej grupy (np. Fior-Fluid Iron Ore Reduction oraz Hib-High Iron Briquette) stanowi możliwość korzystania z koncentratów rud z pominięciem ich wstępnego zbrylania (grudkowania lub spiekania);

- redukcji w piecu obrotowym, z zastosowaniem reduktorów stałych; temperatura redukcji jest ograniczona temperaturą mięknięcia rud i możliwością tworzenia się narostów na ścianach pieca; do tej grupy zalicza się metody: Kruppa oraz SL-RN (Stelco, Lurgi, Republic Steel, National Steel).

We wszystkich wymienionych powyżej procesach podstawą otrzymywania żelaza jest zajście następujących reakcji:



Rys. 3.24. Schematy metod redukcji bezpośredniej żelaza: a) redukcja w retorcii, b) redukcja w piecu szybowym, c) redukcja w warstwie fluidyzacyjnej, d) redukcja w piecu obrotowym [78]

4. Procesy stalownicze

4.1. Stal i staliwo

Stal jest to stop żelaza z węglem i innymi dodatkami, zawierający do 2% węgla (w praktyce nie więcej niż 1,5%), otrzymywany w procesie stalowniczym i przeznaczony na wyroby i półwyroby przerabiane plastycznie.

Istnieje szereg klasyfikacji stali. Wybrane z nich przedstawiono poniżej. I tak wyróżnia się ze względu na:

- ❑ skład chemiczny:
 - stale niestopowe;
 - stale stopowe;
- ❑ podstawowe zastosowanie:
 - stale konstrukcyjne;
 - stale narzędziowe;
 - stale o szczególnych właściwościach;
- ❑ jakość (stopień czystości metalurgicznej) - określona przez maksymalną zawartość siarki S i fosforu P:
 - stale zwykłej jakości (0,05%);
 - stale wyższej jakości (0,04%);
 - stale o określonym przeznaczeniu, dla których zawartość S i P określają odpowiednie normy.

Stal niestopowa (węglowa) nie zawiera dodatkowych, specjalnie wprowadzonych pierwiastków. Oprócz żelaza i węgla w stopie tym występują jednak w ograniczonej ilości także inne pierwiastki, będące pozostałościami procesu wytwarzania. Są to:

- ❑ domieszki (pochodzące głównie z procesu metalurgicznego, które nie pogarszają właściwości stali), np.:
 - mangan - rozpuszcza się w ferrycie zwiększając wytrzymałość i hartowność oraz sprzyja niekorzystnemu rozrostowi ziaren; dodawany w celu odtlenienia stali; siarczek manganu MnS zmniejsza prawdopodobieństwo wystąpienia nadtopień stali w trakcie obróbki plastycznej na gorąco lub podczas obróbki cieplnej;
 - krzem - rozpuszcza się w ferrycie oraz tworzy tlenki SiO₂, co jest korzystne, gdyż obniża stężenie tlenu w stali;
- ❑ zanieczyszczenia (pochodzące głównie z rud), np.:

- siarka - nie rozpuszcza się w ferrycie tworząc zanieczyszczenia siarczkowe; siarczek żelaza FeS ma niską temperaturę topnienia i sprzyja kruchości na gorąco (w temperaturze powyżej 955 °C), występującej w wyniku nadtopiania wtrąceń na granicy międzyfazowej;
- fosfor - rozpuszcza się w ferrycie i powoduje wzrost temperatury przejścia stali w stan kruchy, efektem czego jest spadek udatności w niskich temperaturach.

Stal stopowa oprócz żelaza i węgla zawiera także dodatkowe pierwiastki (tzw. dodatki stopowe), wprowadzone celowo dla zmiany właściwości materiału, zachodzących w określonym kierunku. Ze względu na fakt, iż w stali niestopowej mogą występować w niewielkich ilościach także inne pierwiastki ustalono wartości graniczne udziału tych pierwiastków, które podano w tab. 4.1 (zawartość pierwiastka większa od wartości granicznej oznacza, iż mamy do czynienia ze stalą stopową). Należy przy tym zauważyć, że w stali występują także wtrącenia niemetaliczne, stanowiące nieciągłości w osnowie i wpływające niekorzystnie na jej właściwości mechaniczne. Rozróżnia się przy tym wtrącenia niemetaliczne:

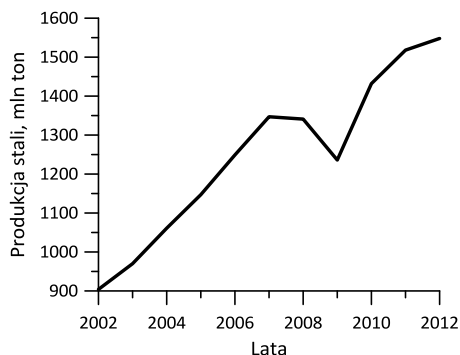
- ❑ endogeniczne - siarczki, tlenki, krzemiany - powstające w ciekłej stali podczas procesu stalowniczego;
- ❑ egzogeniczne - cząstki materiałów ogniotrwałych, które stanowią wyłożenie pieca, rynien spustowych i kadzi.

Staliwem nazywa się stop żelaza z węglem i innymi dodatkami stopowymi, który zawiera do 2% węgla (w praktyce jest to na ogół 0,1÷0,6% C), otrzymywany jest w procesach stalowniczych i przeznaczony na odlewy. Rozróżnia się przy tym staliwo niestopowe (dzielące się na gatunki różniące się wytrzymałością na rozciąganie, w granicach 400÷650 MPa) i stopowe. Staliwo produkowane jest wyłącznie w odlewniach.

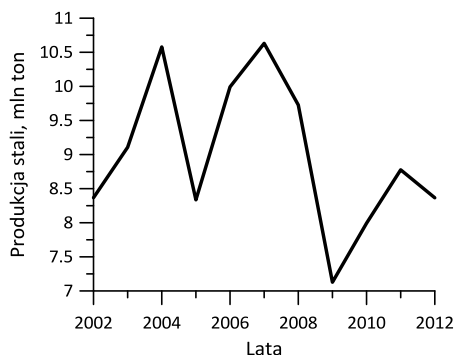
Więcej informacji na temat stali i staliwa znaleźć można w literaturze specjalistycznej, np. w [22]. Należy przy tym podać, iż produkcja stali w świecie rośnie w sposób dynamiczny osiągając w roku 2012 poziom 1.548 mln ton (rys. 4.1). W naszym kraju w ostatnich 10 latach produkcja ta oscylowała w przedziale 7,1÷10,6 mln ton (rys. 4.2).

Tab. 4.1. Wartości udziału masowego pierwiastków, stanowiące rozgraniczenie między stalami niestopowymi a stopowymi

Pierwiastek	Wartość graniczna, %masowy
Aluminium Al	0,30
Bor B	0,0008
Bizmut Bi	0,10
Kobalt Co	0,30
Chrom Cr	0,30
Miedź Cu	0,40
Lantanowiec La (każdy)	0,10
Mangan Mn	1,65
Molibden Mo	0,08
Nion Nb	0,06
Nikiel Ni	0,30
Ołów Pb	0,40
Selen Se	0,10
Krzem Si	0,60
Tellur Te	0,10
Tytan Ti	0,05
Wanad V	0,10
Wolfram W	0,30
Cyrkon Zr	0,05
Inne, prócz węgla, żelaza, fosforu, siarki, azotu (każdy)	0,10



Rys. 4.1. Produkcja stali surowej w świecie w latach 2002-2012; na podstawie [160]



Rys. 4.2. Produkcja stali surowej w Polsce w latach 2002-2012; na podstawie [155]

4.2. Materiały wsadowe i główne reakcje

4.2.1. Materiały wsadowe w procesach stalowniczych

Materiały wsadowe stosowane w procesach stalowniczych dzieli się na dwie zasadnicze grupy, tj.: metaliczne:

- ❑ zasadnicze (surówka przeróbcza, złom stalowy lub żeliwny);
- ❑ odtleniacze i dodatki stopowe (żelazostopy), które dodawane są w końcowym okresie albo po zakończeniu procesu stalowniczego;

i niemetaliczne:

- ❑ topniki, zawierające składniki niezbędne do otrzymaniażądanego składu chemicznego żuźla, tworzonego w procesie stalowniczym;
- ❑ utleniacze, mające za zadanie utlenienie domieszek wsadu metalowego i przeprowadzenie ich do żuźla.

Głównym materiałem metalicznym wykorzystywanym do wytwarzania stali jest surówka przeróbcza, stanowiąca produkt wielkiego pieca (patrz rozdział 3.2.4). Czasami w tym celu wykorzystywana jest także surówka syntetyczna otrzymywana przez stapianie czystego złomu stalowego z nawęglaczem, którym może być koks (produkcja w żeliwiakach) lub złom elektrodowy (w piecach elektrycznych).

Złom stalowy wykorzystywany w procesach stalowniczych stanowią wszelakiego rodzaju odpady stalowe powstające w trakcie wytapiania, obróbki plastycznej, jak też zużycia eksploatacyjnego wyrobów stalowych. Rozróżnia się przy tym złom:

- ❑ własny, pochodzący ze stalowni, walcowni, kuźni oraz innych wydziałów huty;
- ❑ obcy, pochodzący z zewnątrz (na ogół są to zużyte konstrukcje stalowe, zniszczone maszyny i urządzenia, stare narzędzia, naczynia itp.).

Ponadto, w zależności od składu chemicznego złom dzieli się na stopowy i niestopowy.

Do odtleniania stali najczęściej wykorzystuje się żelazostopy, które dodatkowo nadają wytwarzanemu materiałowi wymagane właściwości. W tym celu najczęściej wykorzystuje się: żelazomangan, żelazokrzem, żelazochrom, krzemomangan, aluminium

i inne. Dla zwiększenia zawartości węgla we wsadzie oraz do nawęglania kąpeli metalowej, jak również do odtlenienia żużła stosuje się z kolei antracyt, odpady elektrod węglowych lub grafitowych, a także koks.

Topniki (materiały żużłotwórcze) dodawane są do pieca w celu utworzenia żużła o odpowiedniej jakości. W procesach stalowniczych najczęściej w tym celu stosuje się: wapno CaO, kamień wapienny CaCO₃, piasek SiO₂, boksyt Al₂O₃ oraz fluoryt CaF₂.

Utlenienie domieszek wsadu metalowego i przeprowadzenie ich do żużła osiąga się za pomocą następujących utleniaczy:

- ❑ rudy żelaza, która powinna zawierać jak najwięcej żelaza (powyżej 90% Fe₂O₃) i jak najmniej krzemionki, fosforu i siarki; ruda powinna być sucha oraz mieć ziarnistość w przedziale 50÷150 mm;
- ❑ zgorzeliny (jest tańsza od rudy żelaza, ale równocześnie mniej skuteczna w działaniu);
- ❑ powietrza lub tlenu wdmuchiwanego do pieca, przy czym tlen gazowy powinien zawierać minimum 98,5% O₂.

4.2.2. Mieszalniki

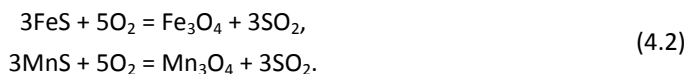
Mieszalniki odgrywają ważną rolę w dostawie ciekłej surówki miedzy wydziałami wielkich pieców i stalownią. Urządzenia te spełniają następujące zadania:

- ❑ magazynują ciekłą surówkę, zabezpieczając tym samym regularność biegu pieców stalowniczych;
- ❑ umożliwiają wymieszanie surówki pochodzącej z różnych spustów z wielkiego pieca, zapewniając dostarczenie do procesów stalowniczych surówki o możliwie jednokowym składzie chemicznym;
- ❑ wyrównują, a następnie utrzymują temperaturę surówki na właściwym poziomie do momentu wiania jej do pieców stalowniczych;
- ❑ pozwalają na ulepszenie składu chemicznego surówki.

Dodatkową korzyścią płynącą z zastosowania mieszalników jest częściowe odsiarczenie surówki manganem zawartym w niej, które zachodzi zgodnie z reakcją:



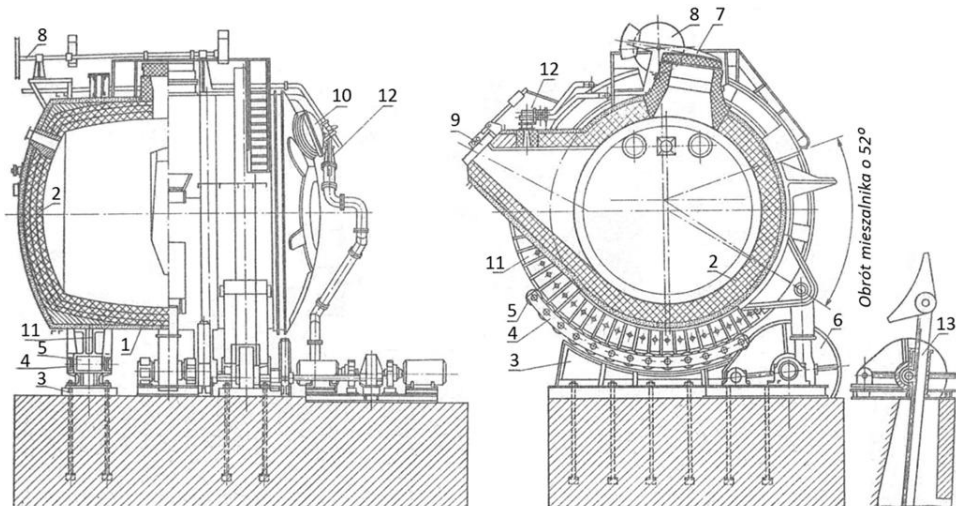
Siarczek manganu MnS będący związkiem nierozpuszczalnym w żelazie wypływa na powierzchnię kąpeli, skąd może być w łatwy sposób usunięty. Odsiarczenie w mieszalniku zachodzi też wskutek wydzielania się gazowego dwutlenku siarki SO₂, przebiegającego w sposób następujący:



Mieszalniki (rys. 4.3) wykonuje się jako duże zbiorniki (o pojemności wynoszącej 600÷2000 t), w postaci walca obracanego za pomocą rolek poruszających się po łukowej podporze. Z zewnątrz mieszalnik chroniony jest płaszczem (pancerzem) stalowym o grubości 40÷80 mm, a wewnątrz ma wyłożenie (wymurówkę), składające się z kilku warstw cegły ogniotrwałej. Mieszalnik posiada dwa otwory, tj.:

- wlewowy (zamykany od góry pokrywą), przez który wlewana jest z kadzi surówka pochodząca z wielkiego pieca;
- wylewowy (w kształcie dzioba), służący do wylewania surówki (przerabianej na stal) do podstawionej kadzi; wylanie surówki wymaga przechylenia urządzenia, co osiąga się dzięki zastosowaniu mechanizmu zębatkowego lub ślimakowego.

W celu utrzymania surówki w stanie ciekłym i o odpowiedniej temperaturze mieszalnik jest opalany gazem, za pomocą palników umieszczonych w ścianach czołowych.



Rys. 4.3. Mieszalnik: 1 - pancierz, 2 - wymurowanie, 3 - podpora, 4 - prowadnica rolek, 5 - rolki nośne, 6 - mechanizm obracania, 7 - pokrywa, 8 - napęd do otwierania pokryw, 9 - pokrywa wylewu, 10 - kłapa wybuchowa, 11 - pierścień toczny, 12 - palnik, 13 - urządzenie podnoszenia [112]

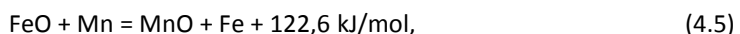
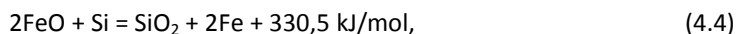
4.2.3. Podstawowe reakcje zachodzące w procesie stalowniczym

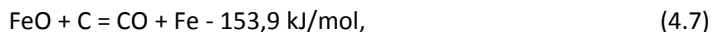
Wytop stali

Szybkość reakcji chemicznych (zgodnie z prawem działania mas) jest proporcjonalna do koncentracji substancji wchodzących do reakcji. Z tego powodu w procesie stalowniczym, po doprowadzeniu tlenu, zachodzi intensywne utlenianie żelaza według reakcji:



W wysokich temperaturach rozpuszczony w żelazie tlenek żelazawy FeO jest redukowany przez bardziej aktywne pierwiastki, pochodzące z domieszek. Zachodzą wówczas następujące reakcje:





które przebiegają tym aktywniej im więcej jest FeO w metalu (przy temperaturze 1700 °C zawartość tlenku FeO dochodzi do 2%).

Proces utleniania wszystkich domieszek rozpoczyna się w jednakowym czasie, ale przebiega z różną prędkością, która zależy od ich powinowactwa w stosunku do tlenu oraz od temperatury. I tak, w okresie topnienia metalu i na początku wytopu, gdy temperatura metalu jest stosunkowo niewysoka bardziej aktywne są reakcje utleniania krzemu, manganu i fosforu, którym towarzyszy wydzielanie ciepła. Natomiast utlenianie węgla, przebiegające przy pochłanianiu ciepła, zachodzi intensywnie dopiero przy wysokiej temperaturze procesu stalowniczego.

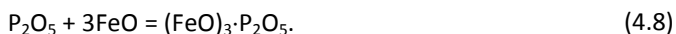
W trakcie wytopu stali powstają dwa ośrodki, które nie tworzą mieszaniny. Są to żużel oraz stopiony metal (żużel ma mniejszą gęstość i pływa po metalu). W obu tych ośrodkach rozpuszcza się tlenek FeO powstający przy utlenianiu żelaza. Ze względu na to, że stosunek stężeń tlenku żelazowego rozpuszczonego w żużlu i w metalu ma w danej temperaturze stałą wartość, to zwiększenie zawartości FeO w żużlu prowadzi do wzrostu jego zawartości w metalu, a w konsekwencji do przyśpieszenia utleniania domieszek. Taka sytuacja ma miejsce w tych procesach stalowniczych, w których żużel styka się z tlenem wypełniającym przestrzeń roboczą pieca.

Utlenianie węgla, przebiegające zgodnie z reakcją (4.7), występuje zarówno w zasadowym procesie martenowskim, jak i w zasadowym procesie elektrycznym łukowym. Efektem zajścia tej reakcji jest wydzielenie tlenku węgla, którego objętość jest bardzo duża (około 1000 razy większa od objętości kąpeli). Wydostający się z kąpeli gaz powoduje jej silny ruch (mieszanie) zwany gotowaniem stali, którego następstwem jest: lepszy kontakt z żużlem, lepsze wchłanianie ciepła przez kąpiel, wyrównanie składu chemicznego kąpeli, intensyfikacja procesów utleniających oraz oczyszczanie metalu z gazów (wodoru i azotu) i wtrąceń niemetalicznych.

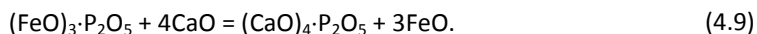
Usuwanie ze stali fosforu i siarki

Zmniejszenie zawartości siarki i fosforu (pogarszających własności stali) wymaga przeprowadzenia wytopu w piecu z wyłożeniem zasadowym (zawierającym CaO, MgO i inne) oraz żużlem zawierającym tlenek wapnia w stanie wolnym. W takim przypadku ma miejsce utworzenie nierozpuszczalnych w żelazie, a rozpuszczalnych w żużlu związków CaS oraz $(\text{CaO})_4 \cdot \text{P}_2\text{O}_5$, które są usuwane z pieca wraz z żużlem.

Usunięcie fosforu ze stali przebiega przy znacznych ilościach CaO w żużlu. W obniżonej temperaturze wytopu ma miejsce utlenienie fosforu do tlenku P_2O_5 , czemu towarzyszy wydzielenie dużych ilości ciepła. Następnie tlenek ten tworzy z tlenkiem żelazowym fosforowo-żelazową sól, zgodnie z reakcją



Sól ta jest związkiem nietrwałym i przy podwyższonej temperaturze ulega rozkładowi (reakcja odwrotna do (4.8)). Dlatego też należy usunąć żużel fosforowy i utworzyć nowy wysokowapniowy żużel. Tlenek wapnia CaO zawarty w tym żużlu reagując z solą fosforowo-żelazową tworzy trwałą sól fosforowo-wapniową



Siarczek żelaza FeS występujący w kąpeli metalowej jest rozpuszczalny w żużlu zasadowym. Zwiększenie temperatury kąpeli powoduje przejście większej ilości siarki do żużla. Główne procesy odsiarczania stali zachodzą w żużlu lub na granicy żużel-metal i przebiegają wg następujących reakcji:



Powstający w wyniku powyższych reakcji związek CaS jest nierozpuszczalny w stali, a rozpuszczalny w żużlu. Dla skutecznego usunięcia siarki z metalu należy zatem zwiększyć zawartość CaO w żużlu.

Korzystne warunki usuwania siarki mają miejsce podczas wytapiania stali w zasadowych piecach łukowych. Panująca w tym piecu bardzo wysoka temperatura oraz obecność elektrod grafitowych umożliwia uzyskanie żużla o zwiększonej zawartości wapnia (do 65% CaO) oraz zajście następującej reakcji



Proces wytopu stali przebiegający wg powyższego schematu znany jest, jako rafinacja pod warstwą białego żużla.

Na zakończenie należy podkreślić, iż w piecach stalowniczych o wyłożeniu kwaśnym nie ma możliwości zmniejszenia zawartości fosforu i siarki w stali.

Odtlenianie stali

Tlen jest niezbędny do utlenienia domieszek, jednak w gotowej stali jest pierwiastkiem niepożądanym, gdyż powoduje jej kruchość (szczególnie w podwyższonych temperaturach). Z tego też powodu pod koniec każdego wytopu należy przeprowadzić odtlenianie stali polegające na zredukowaniu tlenku FeO rozpuszczonego w metalu. W tym celu do kąpeli metalowej wprowadza się odtleniacze (żelazostopy), w skład których wchodzi pierwiastki (Al, Mn, Si), odznaczające się większym powinowactwem względem tlenu niż żelazo. W trakcie odtleniania następuje redukcja tlenków MnO, SiO₂, Al₂O₃ zgodnie z reakcjami (4.4), (4.5) oraz



Tworzące się w wyniku odtleniania tlenki krzemu, manganu i aluminium mają mniejszy ciężar właściwy od stali i wypływają na powierzchnię żużla. W efekcie tak przeprowadzonego odtleniania zawartość tlenu w stali zmniejsza się do 0,02÷0,03%.

W piecach elektrycznych łukowych można także przeprowadzić odtlenianie za pośrednictwem żużla. Jest to tzw. odtlenianie dyfuzyjne, w którym rozdrobnione odtleniacze wprowadza się na powierzchnię żużla doprowadzając do redukcji tlenku FeO rozpuszczonego w żużlu, a w konsekwencji do przejścia do żużla tlenku żelazowego z metalu. Wszystkie tlenki powstające podczas odtleniania pozostają w żużlu, natomiast zredukowane żelazo przechodzi do kąpeli metalowej.

Odtlenianie stali łatwiej jest przeprowadzić w piecu o wyłożeniu kwaśnym. Uzyskuje się wtedy stal o zwiększonej gęstości i jednorodności, pozbawioną wtrąceń niemetalicznych i odznaczającą się zwiększoną ciągliwością. Jednakże wytop stali w piecu kwaśnym jest znacznie droższy (w porównaniu z piecem zasadowym), gdyż wymaga stosowania materiałów wsadowych o małej zawartości siarki i fosforu.

4.3. Proces martenowski

Piec martenowski wprowadzony został do przemysłu w roku 1865 przez Piotra Martina, który wykorzystał do celów metalurgicznych piec płomienny Simensa z regeneracją spalin. Zastosowanie tego pieca pozwoliło na zużytkowanie w produkcji stali olbrzymich ilości złomu, którego nie można było przetwarzać w opracowanym kilka lat wcześniej przez Bessemera procesie konwertorowym. Proces martenowski był dominującym sposobem wytwarzania stali przez okres około 100 lat [100]. Obecnie nie jest on stosowany w krajach wysoko uprzemysłowionych, ale nadal wytwarzane jest tym sposobem około 1/6 światowej produkcji stali [127].

4.3.1. Piec martenowski

Piece martenowskie (rys. 4.4) wykonywane są na ogół jako zasadowe i należą do najbardziej skomplikowanych urządzeń cieplnych stosowanych w stalownictwie. Składają się one z dwóch części: dolnej i górnej, rozgraniczonych poziomem huty.

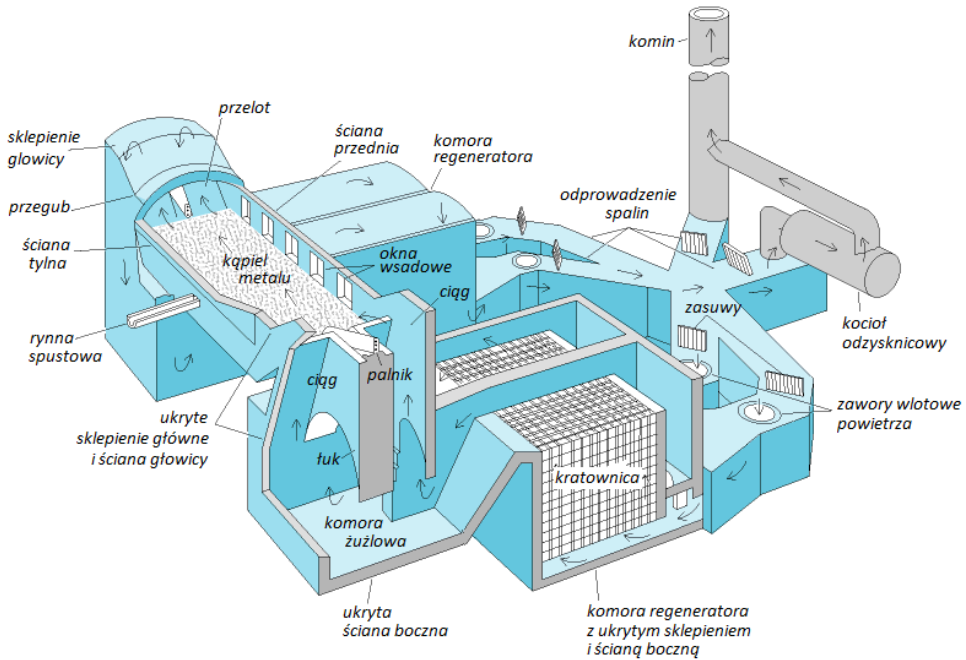
Schemat pieca martenowskiego wraz z kierunkami przepływu gazu, powietrza i spalin przedstawiono na rys. 4.5. Sposób działania urządzenia jest następujący. Gaz doprowadzony do pieca kierowany jest przez zawór do podziemnego kanału, którym dociera do komory regeneratora. Tamże ogrzewa się odbierając ciepło od uprzednio nagrzanego kratownicy, której temperatura przekracza 1000 °C, po czym pionowym kanałem (ciągiem) przechodzi przez głowicę do komory roboczej pieca. Powietrze niezbędne do spalania gazu dostarczane jest podobną drogą przez regenerator powietrzny, gdzie ogrzewa się do takiej samej temperatury jak gaz (nie dopuszcza się przy tym do zetknięcia gazu z powietrzem przed komorą roboczą pieca). Powstałe w trakcie spalania mieszanki paliwowo-powietrznej spaliny o temperaturze 1700÷1800 °C przepływają przez piec, nagrzewając umieszczony w nim wsad. Proces spalania jest intensyfikowany przez wzbogacenie powietrza tlenem dostarczonym przez lance tlenowe, przechodzące przez sklepienie pieca.

Spalanie paliwa przebiega przy nadmiarze tlenu w związku z czym w piecu panuje atmosfera utleniająca. Opuszczające komorę spaliny przepływają przez oba usytuowane po drugiej stronie pieca regeneratory (powietrzny i gazowy), nagrzewając znajdujące się w nich kratownice. W efekcie oddawania ciepła kratownicom następuje spadek temperatury spalin z około 1450 °C do 500÷700 °C. Spaliny po opuszczeniu regeneratorów kierowane są przez zawory do wspólnego przewodu, połączzonego z kominem.

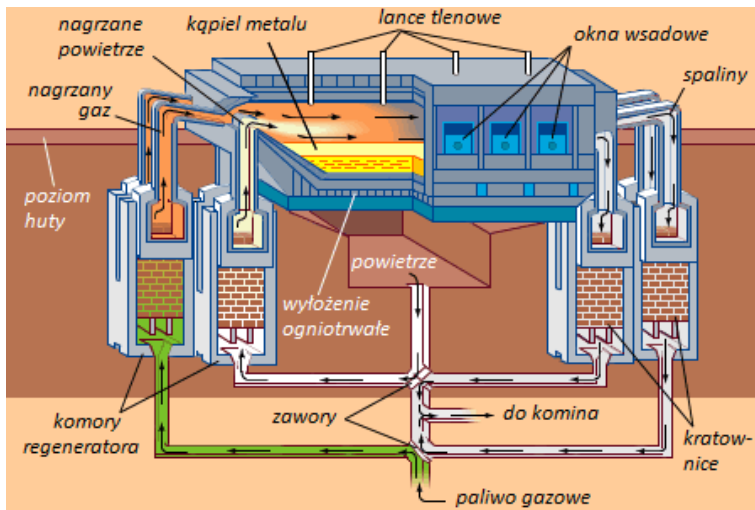
Po ostatecznym nagraniu kratownic w jednej parze regeneratorów (na rys. 4.5 jest to para prawa) następuje tzw. rewersja, która polega na zmianie kierunków przepływu gazu, powietrza i spalin na przeciwnie. Osiąga się to przez obrót zaworów o 90°.

W zależności od uwarunkowań zewnętrznych piece martenowskie mogą być opalane paliwem ciekłym (mazut, smoła pogazowa) lub gazowym (gaz czadnicowy, wielkopieczowy, koksowniczy i ziemny). Podział pieców można przeprowadzić kierując się:

- typem przestrzeni roboczej na: stałe i przechylne;
- rodzajem stosowanego paliwa na piece opalane paliwami podgrzewanymi oraz opalane paliwami bez podgrzewania;
- rodzaju wyłożenia na zasadowe (często stosowane) i kwaśne (rzadko stosowane).



Rys. 4.4. Piec martenowski w izometrii z zaznaczonymi głównymi zespołami; na podstawie [80]



Rys. 4.5. Schemat działania pieca martenowskiego; na podstawie [95]

4.3.2. Przebieg procesu

W procesie zasadowym przerabia się wsad, w którym wzajemny udział składników metalowych (surówki i żłomu) może zmieniać się w dowolnym zakresie. Proces wytopu stali jest uzależniony od stosunku ilości żłomu do stali, który określa zapotrzebo-

wanie na tlen oraz dodatki (kamień wapienny, wapień i inne). W zależności od składu wsadu metalowego różni się cztery następujące odmiany procesu zasadowego:

- ❑ złomowo-bezsurówkowy (zawartość surówki 0÷25%, reszta złom);
- ❑ złomowy (zawartość surówki 25÷50%, reszta złom);
- ❑ złomowo-rudowy (zawartość surówki 50÷75%, reszta złom);
- ❑ rudowy (zawartość surówki 75÷100%, reszta złom).

Najbardziej rozpowszechniony jest proces złomowo-rudowy, w którym oprócz wsadu metalowego stosuje się topniki (kamień wapienny) i utleniające (ruda żelaza). Proces ten składa się z następujących podstawowych operacji:

- ❑ naprawy pieca,
- ❑ ładowania pieca,
- ❑ roztopiania wsadu,
- ❑ wyrabiania (świeżenie, odfosforowanie, odsiarczanie),
- ❑ odtleniania,
- ❑ spustu stali.

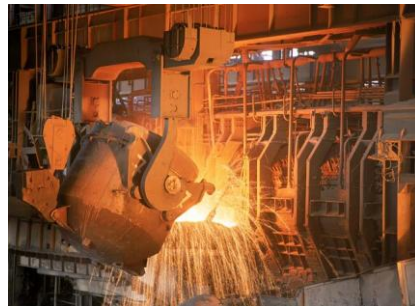
Naprawa pieca przeprowadzana jest po dokonaniu spustu stali i żużla. Jest realizowana w sposób zmechanizowany i polega na narzuceniu ziarnistego dolomitu lub magnezytu w miejsca, w których wystąpiły ubytki. Materiał uzupełniający ulega spieczeniu w wysokiej temperaturze.

Ładowanie pieca rozpoczyna się od ułożenia bezpośrednio na trzonie pieca rudy i połowy kamienia wapiennego. Po podgrzaniu warstwy tych materiałów (przez okres 3÷5 minut) ładuje się pozostały kamień wapienny, podgrzewa wsad (przez 3÷5 minut), wprowadza się resztę rudy i ponownie podgrzewa (przez 5÷15 minut). Naprzemienne ułożenie rudy i topnika sprzyja szybkiemu tworzeniu się żużla. Następnie ładuje się złom (rys. 4.6a) rozpoczynając od złomu najłżejszego, a kończąc na najgrubszym. Równocześnie doprowadza się do pieca maksymalne ilości ciepła, które jest łatwo pochłaniane przez wsad. Podgrzewanie kontynuuje się do momentu, gdy wsad ulegnie nadtopieniu. Wówczas jako ostatnią wlewa się przez okna wsadowe surówkę (rys. 4.6b).

Roztopianie wsadu rozpoczyna się już podczas jego ładowania. Proces ten powinien być prowadzony możliwie krótko w związku z czym w okresie tym doprowadza się do przestrzeni roboczej pieca duże ilości ciepła. Podczas topnienia wsadu całkowicie wypaleniu ulega krzem, zaś częściowemu węgiel, mangan i fosfor.



a)



b)

Rys. 4.6. Ładowanie pieca martenowskiego: a) wprowadzanie złomu przy pomocy wsadzarki, b) wlewanie surówki [94]

Wyrabianie rozpoczyna się świeżeniem, które przebiega intensywnie wskutek gotowania się stali, będącego efektem powstawania dużych ilości CO, ułatwiających wydzielanie się różnych innych gazów ze stali. W okresie tym pod działaniem tlenu utlenia się przede wszystkim żelazo – zgodnie z reakcją (4.3). Powstały tlenek żelazawy FeO reaguje z domieszkami wg reakcji (4.4)÷(4.7). Powstałe w ten sposób tlenki reagują ze sobą oraz z wapnem i tworzą żużel. Tlenki FeO i CaO wiążą także P_2O_5 w trwałe fosforan (reakcje (4.8) i (4.9)), który przechodzi do żużla. Przy tym dla lepszego odfosforowania ściąga się żużel zawierający fosfor zarówno na początku, jak i na końcu procesu świeżenia. W czasie wyrabiania stali następuje także jej odsiarczanie, przebiegające wg reakcji (4.10) i (4.12), które jednak przebiega powolnie ze względu na utleniający charakter żużla. Przy wytwarzaniu stali stopowych w okresie wyrabiania do kąpieli metalu wprowadzane są także odpowiednie dodatki stopowe (mogą być dodane także do wsadu).

Odtlenianie stali następuje po uzyskaniu określonego składu chemicznego kąpieli metalu i polega na dodaniu do niej żelazostopów. Mangan i krzem reagują z tlenem wg reakcji (4.4) i (4.5). Ostateczne odtlenianie przebiegające zgodnie z reakcją (4.13) odbywa się za pomocą aluminium, które dodaje się do ciekłej stali w rynnie spustowej lub w kadzi.

Spust stali do kadzi odlewniczej odbywa się przez otwór spustowy. Kończy on proces martenowski, który trwa od 6 do 10 godzin w zależności od wielkości pieca (pojemność pieców waha się w zakresie 20÷350 ton) i stanu surówki.

Wytapianie stali w procesie kwaśnym jest znacznie mniej popularne, np. w naszym kraju w ogóle nie wykorzystywano pieców o wyłożeniu kwaśnym. Jest to spowodowane przede wszystkim przez:

- ❑ mniejszą wydajność pieca kwaśnego niż zasadowego;
- ❑ mniejszą trwałość wyłożenia kwaśnego, która nie pozwala na budowanie pieców o dużej pojemności;
- ❑ konieczność stosowania wsadu o mniejszej zawartości siarki i fosforu;
- ❑ brak możliwości wytapiania stali o małej zawartości węgla (poniżej 0,25% C);
- ❑ trzykrotnie mniejszą prędkość spalania węgla.

W procesie martenowskim zasadowym produkuje się wszelkiego rodzaju stale węglowe, a częściowo także stale niskostopowe. Natomiast w procesie kwaśnym wytwarza się stale wysokojakościowe, przeznaczone na części o dużej odpowiedzialności. Co do jakości stal martenowska może ustępować stali wytapianej w piecach elektrycznych.

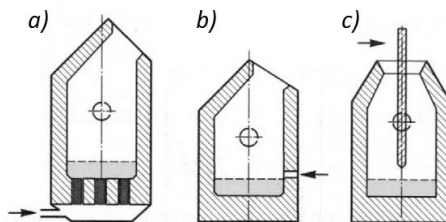
4.4. Procesy konwertorowe

Procesy konwertorowe biorą swą nazwę od urządzenia (konwertora), w którym są wykonywane. Ma ono postać zbiornika wykonanego z blachy stalowej, wyłożonego materiałem ogniotrwałym. W urządzeniu tym w wysokiej temperaturze następuje utlenienie kąpieli metalowej za pomocą powietrza wzbogaconego w tlen lub samego tlenu, z którym bardzo często wdmuchuje się sproszkowany topnik.

Konwertory wykonuje się jako hutnicze (stosowane do wytwarzania stali, a także miedzi) oraz odlewnicze (wykorzystywane w odlewniach).

W zależności od sposobu doprowadzenia czynnika utleniającego (rys. 4.7) wyróżnia się konwertory z dmuchem:

- ❑ dolnym, w którym dysze zakryte są metalem, a dmuch przechodzi przez całą objętość kąpeli metalu;
- ❑ bocznym, gdzie stosuje się przedmuchiwanie powierzchniowe lub przedmuchiwanie za pomocą dysz zanurzonych w metalu;
- ❑ górnym, w którym przez gardziel konwertora wprowadza się lancę służącą do podawania tlenu na powierzchnię metalową.



Rys. 4.7. Sposoby doprowadzenia dmuchu do konwertora: a) z dołu, b) z boku, c) z góry [43]

Pierwszy proces konwertorowy opracowany w 1856 r. przez Henry'ego Bessemera polegał na świeżeniu surówki w stanie ciekłym, przedmuchiwanej powietrzem. Stosowany był on do wytwarzania stali z surówek bogatych w krzem, a zawierających bardzo małe ilości fosforu. Następnie w roku 1877 Sidney Gilchrist Thomas opatentował sposób świeżenia surówki zawierającej duże ilości siarki i fosforu, których nie można było usunąć w procesie besemerowskim. Po drugiej wojnie światowej (1949 r.) w Austrii po raz pierwszy wprowadzono konwertor tlenowy LD [100].

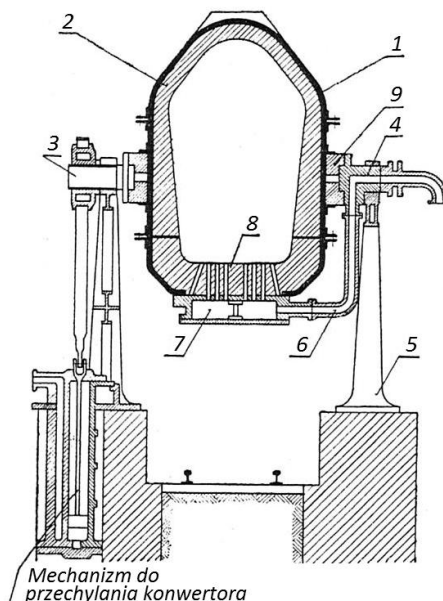
Obecnie hutnicze procesy konwertorowe, w których surówka świeżona jest powietrzem nie są stosowane i mają znaczenie historyczne (nie mniej jednak zostaną one przybliżone Czytelnikowi w dalszej części rozdziału). Powodem tego jest niska jakość stali wynikająca ze zwiększonej zawartości azotu. Natomiast tlenowe procesy konwertorowe są podstawową metodą wytwarzania tego stopu żelaza. Według [127] sposobem tym produkuje się obecnie ponad 50% stali.

W Polsce funkcjonują dwie stalownie konwertorowe, w Krakowskim i Dąbrowskim Oddziale Mittal Steel Poland. Mają one po trzy konwertory o łącznej wydajności wynoszącej 7,6 mln ton stali na rok [72].

4.4.1. Procesy wykorzystujące dmuch powietrza

Proces besemerowski

Konwertor wykorzystywany w procesie besemerowskim pokazano na rys. 4.8. Składa się on z korpusu stalowego 1, który wewnątrz jest wyłożony kwaśnym materiałem ogniotrwałym 2. W dennicy 8 urządzenia znajdują się dysze doprowadzające powietrze ze skrzyni powietrznej 7. Korpus



Rys. 4.8. Konwertor besemerowski; opis w tekście [161]

konwertora otoczony jest pierścieniem 9, mającym dwa czopy 3 i 4, które spoczywają w łożyskach umieszczonych na słupach 5, przy czym czop 4 jest drażniony i służy do doprowadzenia przewodem 6 dmuchu do skrzyni powietrznej 7. Dzięki takiej konstrukcji konwertor może być przechylany dookoła osi poziomej o dowolny kąt. Cechą charakterystyczną urządzenia jest

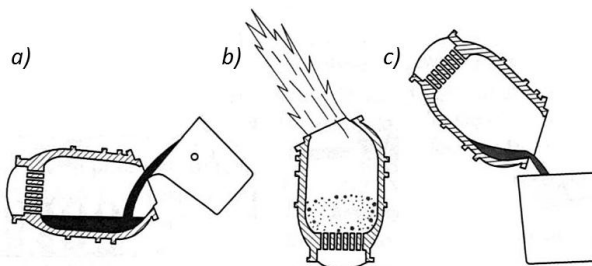
także jego objętość, która jest większa 6÷10 razy od ilości surówki przerabianej na stal (związane jest to z ograniczeniem wyrzutów metalu z konwertora w trakcie świeżenia).

Materiałem wsadowym w procesie besemerowskim jest surówka o następującym składzie chemicznym: 3,9÷4,2% C, 0,9÷1,4% Si, 0,6÷0,9% Mn, max 0,05% S oraz max 0,05% P. Ciepło, które wydziela się w trakcie utleniania pierwiastków zawartych w surówce zużywane jest na podwyższenie temperatury stopu w konwertorze oraz na wyrównanie strat cieplnych.

Proces wytopu rozpoczyna się od wiania surówki do konwertora, znajdującego się w ułożeniu poziomym (surówka nie zalewa wówczas dysz) – rys. 4.9a. Po czym uruchamia się dmuch powietrza i ustawia konwertor w położeniu pionowym (rys. 4.9b). Wskutek energicznego mieszania powietrza, metalu i żużla proces wytopu stali przebiega bardzo szybko – zwykle zawiera się w czasie 12÷18 minut.

Zasadniczy proces wytopu stali w konwertorze besemerowskim dzieli się na następujące trzy okresy:

- okres tworzenia się żużla (iskrowy), w którym utleniają się przede wszystkim Fe, Mn, Si – zgodnie z reakcjami (4.3)÷(4.5), oraz rozpoczyna się utlenianie węgla – reakcja (4.7); tworzy się wówczas żużel kwaśny składający się głównie z SiO_2 oraz mniejszych ilości MnO i FeO, natomiast CO spala się do CO_2 poza konwertorem; nad gardzielą urządzenia unosi się krótki płomień oraz snop iskier, wywołany spalaniem krzemu oraz odpryskami metalu w powietrzu; okres iskrowy trwa od 3 do 5 minut;
- okres płomienny, który przebiega przy temperaturze powyżej 1400÷1450 °C i charakteryzuje się intensywnym utlenianiem węgla – reakcja (4.7); nad gardzielą konwertora tworzy się płomień o długości do 10 m (rys. 4.10), który powstaje w wyniku spalania się CO do



Rys. 4.9. Położenie konwertora w procesie besemerowskim: a) podczas wlewania surówki, b) podczas przedmuchiwania surówki (wytopu stali), c) przy spuszczeniu stali [77]



Rys. 4.10. Proces besemerowski w okresie płomiennym [135]

CO₂; w okresie tym kończy się utlenianie Si i Mn oraz spada zawartość węgla w kąpeli (skutkuje to skróceniem długości płomienia nad gardzielą); pod koniec tej fazy wytopu (trwającej od 10 do 12 minut) temperatura kąpeli metalowej jest bliska 1600 °C (rys. 4.11), a żużel uzyskuje charakterystyczny dla procesu besemerowskiego skład: 50÷65% SiO₂, 20÷25% FeO, 6÷10% MnO oraz 6÷10% innych tlenków;

- okres dymny, w którym zaczyna się intensywne utlenianie żelaza, a z konwertora wydziela się brunatny dym będący oznaką, iż należy kończyć proces wytopu stali; ta faza procesu jest szkodliwa, gdyż prowadzi do większego zgaru żelaza oraz powiększenia zawartości azotu i tlenu w stali – zatem powinna trwać jak najkrócej; po ukazaniu się dymu nad konwertorem dmuch przerywa się i przechyla się urządzenie celem dokonania spustu stali do kadzi (rys. 4.9c), w której odtlenia się stop za pomocą odtleniaczy.

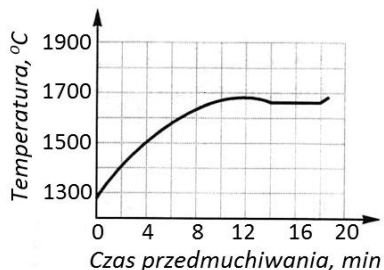
Pojemność konwertorów besemerowskich zawiera się w przedziale 15÷50 ton, a ich wyłożenie wytrzymałe ponad 1000 wytopów (dennicze należy wymieniać już po 20÷25 wytopach). Do wytopu 1 tony stali zużywa się przy tym 250÷300 m³ powietrza.

Stal besemerowska odznacza się znaczną twardością i kruchością, związaną z dużą zawartością azotu (0,015÷0,030%). Stosowana była ona głównie do wyrobu blach przeznaczonych na niezbyt ważne wyroby.

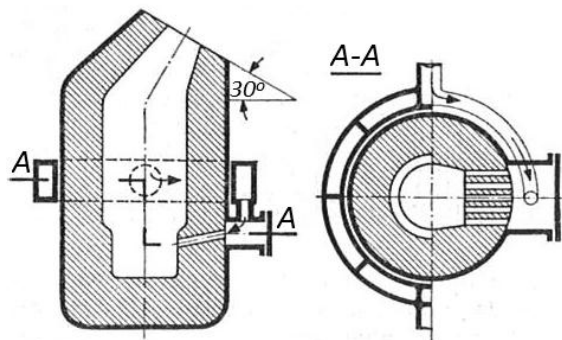
Proces w konwertorze z dmuchem bocznym (Tropenasa)

Konwertor z dmuchem bocznym służy do wytapiania staliwa z ciekłej surówki, a jego konstrukcja (rys. 4.12) i wygląd zewnętrzny są podobne do konwertora besemerowskiego. Urządzenie to było wynikiem poszukiwania nowych sposobów otrzymywania małych ilości metalu na potrzeby odlewni staliwa, w których wykonywano małe i średnie odlewy o skomplikowanym kształcie i cienkich ściankach.

Konwertory Tropenasa mają pojemność 1÷5 ton i umożliwiają uzyskanie wytopu staliwa w ciągu 20 do 30 minut. Zastosowanie dmuchu bocznego (przy powierzchniowym przedmuchiwaniu metalu)



Rys. 4.11. Zmiana temperatury kąpeli metalu w procesie besemerowskim [77]



Rys. 4.12. Przekrój konwertora z dmuchem bocznym [107]

powoduje zwiększenie ilości ciepła wydzielonego wewnątrz urządzenia wskutek utlenienia w nim (a nie nad gardzielą) tlenku węgla CO (powstałego podczas utlenienia węgla surówki) do dwutlenku węgla CO₂. Potrzebny do zajścia tej reakcji nadmiar tlenu uzyskuje się w wyniku doprowadzenia dmuchu z boku zbiornika i skierowania go na powierzchnię metalu.

Konwertory z dmuchem bocznym mają wyłożenie kwaśne, a przebieg procesu jest identyczny jak w procesie besemerowskim. Zapotrzebowanie powietrza do wytopu 1 tony staliwa jest duże i wynosi $480\div 1000\text{ m}^3$. W odlewniach urządzenia te najczęściej współpracują z żeliwiakami metalurgicznymi, w których produkowana jest surówka z gąsek wytworzonych w procesie wielkopiecowym lub wytwarzana jest surówka syntetyczna poprzez przetopienie złomu stalowego.

Proces tomasowski

W procesie tomasowskim konwertor ma wyłożenie zasadowe, a dmuch doprowadzany jest od dołu. Główne źródło ciepła stanowi reakcja wypalania fosforu zawartego w surówce (w ilości początkowej $1,8\div 2,2\%$). W celu utworzenia zasadowego żuźla, zawierającego $16\div 24\%$ P_2O_5 do konwertora dodaje się topnik w ilości 150 kg CaO na 1 tonę surówki. Żużel ten po zakrzepnięciu może być przerobiony na nawóz sztuczny zwany tomasyną.

W porównaniu do procesu besemerowskiego proces tomasowski odznacza się następującymi cechami:

- konwertor ma wyłożenie zasadowe, wykonane z prażonego dolomitu zmieszanego ze smołą węglową;
- konwertor tomasowski przy tej samej wydajności jest większy, gdyż podczas wytopu powstają duże ilości żuźla;
- w procesie tomasowskim stosuje się topniki w postaci wapna ładowanego do konwertora przed waniem surówki;
- głównym źródłem ciepła w procesie tomasowskim jest utlenienie fosforu, a w procesie besemerowskim krzemu;
- występujący w procesie tomasowskim żużel wapienny umożliwia odfosforowanie i odsiarczenie kąpieli metalu, co nie jest możliwe w procesie besemerowskim.

Wsad do procesu tomasowskiego stanowi ciekła surówka, wapno oraz ruda żelaza lub złom. Surówka używana w tym procesie powinna zawierać: $3,5\div 4,25\%$ C, $0,2\div 0,6\%$ Si, $0,8\div 1,3\%$ Mn, $1,8\div 2,2\%$ P oraz max $0,08\%$ S.

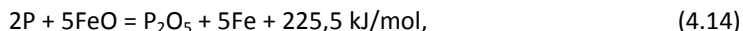
Załadowanie konwertora i przygotowanie go do pracy jest identyczne jak w procesie besemerowskim. Proces świeżenia także dzieli się na trzy okresy.

W okresie pierwszym (tworzenia się żuźla) utleniają się przede wszystkim Mn, Si i Fe oraz w niewielkiej ilości C - rys. 4.13. Powstaje wówczas pierwszy żużel, który składa się głównie z tlenków krzemu, manganu i żelaza. Tlenki te reagują ze sobą tworząc rzadko płynne krzemiany, w których zanurzone są kawałki wapna CaO. Wskutek wzrostu temperatury procesu (rys. 4.13) oraz reagowania z pierwszym żużlem krzemionkowym wapno rozpuszcza się (koniec rozpuszczania ma miejsce dopiero na początku okresu trzeciego). W tym czasie z konwertora wydobywa się dym, zabarwiony na żółto lub czerwono przez unoszone cząstki wapna. Okres pierwszy trwa około 3 minut.

W okresie drugim (płomiennym) wskutek zwiększenia temperatury metalu następuje intensyfikacja spalania węgla - reakcja (4.7). Nad konwertorem pojawia się jasny płomień, którego długość i jasność wzrasta wraz ze zwiększeniem szybkości utleniania węgla. Pod koniec tego okresu w związku ze zmniejszeniem się zawartości węgla w metalu zmniejsza się jego utlenianie, w efekcie czego z kąpieli wydzielają się mniejsze

ilości CO, co skutkuje zmniejszeniem długości i intensywności płomienia unoszącego się nad konwertorem.

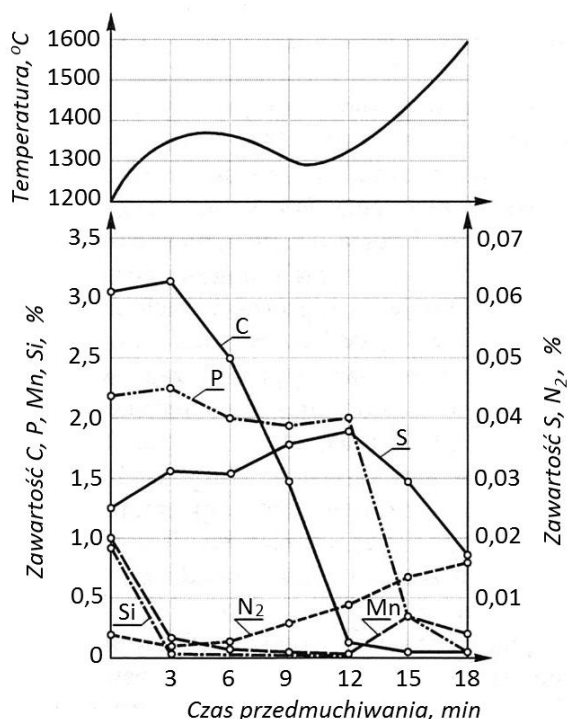
Trzeci okres (odfosforowania) ma intensywny przebieg. Odfosforowanie polega na utlenieniu fosforu rozpuszczonego w metalu do P_2O_5 , który reaguje z rozpuszczonym w żużlu wapnem tworząc trwały fosforan wapnia - zgodnie z reakcjami:



W okresie tym zachodzi także reakcja odsiarczania. Rozpuszczony w żużlu siarczek FeS reaguje z zawartym w nim CaO , zgodnie z reakcją (4.10), doprowadzając do utworzenia siarczku wapnia CaS , który łatwo rozpuszcza się w żużlu.

Odfosforowanie i odsiarczanie metalu trwa do momentu, gdy nad konwertorem pojawi się brunatny dym (tlenek żelaza). Czas trwania trzeciego okresu wynosi zwykle około 2,5÷4 minut, w trakcie których następuje znaczący wzrost temperatury kąpeli metalu (rys. 4.13), będący skutkiem utlenienia fosforu.

Po zakończeniu okresu trzeciego konwertor przechyla się, wyłącza dmuch i przystępuje do odtlenienia metalu. W tym celu do konwertora wprowadza się duże kawałki żelazomanganu. Dalsze odtlenianie można wykonać w kadzi korzystając z innych odtlenia-czy, np. aluminium.



Rys. 4.13. Zmiana składu chemicznego i temperatury kąpeli metalu w procesie tomasowskim [77]

Straty metalu (wskutek utlenienia Fe) w procesie tomasowskim są nieco większe niż w besemerowskim i dochodzą do 15%. Zużycie powietrza jest zależne od pojemności konwertora i zwykle zawiera się w przedziale 300÷350 m³ na 1 tonę surówki.

Stal tomasowska odznacza się skłonnością do starzenia oraz skłonnością do kruchości na zimno, objawiającą się znacznym obniżeniem udurowienia. Znajdowała ona zastosowanie jako stal automatowa oraz ze względu na dobrą spawalność wykorzystywana była do produkcji taśm na rury zgrzewane. Ze stali tej wykonywano także druty miękkie, druty sprężynowe oraz kształtowniki na konstrukcje mostowe i budowlane.

4.4.2. Tlenowe procesy konwertorowe

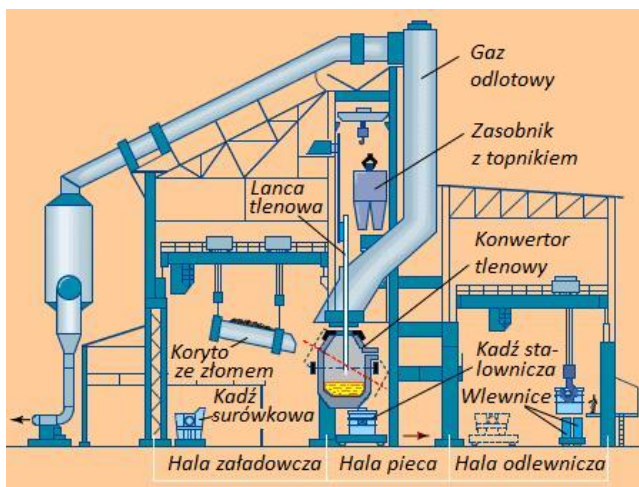
Proces konwertorowy LD

Główną wadą procesów konwertorowych z dolnym dmuchem powietrznym jest niska jakość stali, powodowana dużą zawartością azotu ($0,015 \div 0,03\%$). Jednym ze skuteczniejszych sposobów eliminacji azotu ze stali jest zastosowanie w miejsce powietrza czystego tlenu. Takie rozwiązanie zostało po raz pierwszy wprowadzone w Austrii w roku 1949 i wymagało zastosowania konwertora tlenowego LD (pierwsze litery z nazw miast Lintz i Donawitz, w których przeprowadzono pierwsze próby tego procesu) o wyłożeniu zasadowym, do którego wdmuchiwano od góry czysty tlen korzystając z długiej lancy tlenowej – rys. 4.14.

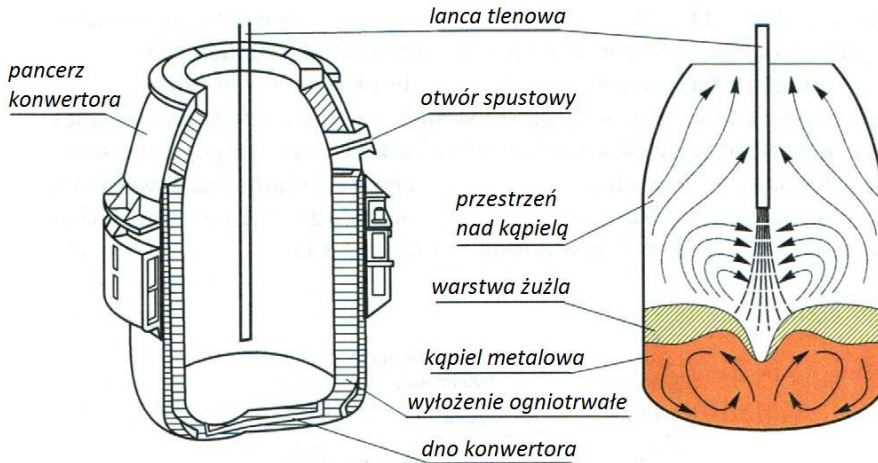
W wyniku przedmuchiwania surówki tlenem dochodzi do intensywnego utlenienia składników zawartych w surówce (przede wszystkim krzemu), któremu towarzyszy wydzielanie dużych ilości ciepła, prowadzące do podwyższenia temperatury kąpeli metalu (często do wartości nieakceptowanych ze względu na przebieg procesu odlewania stali). Zmniejszenie temperatury kąpeli do wartości wymaganej realizuje się poprzez dodanie do wsadu złomu stalowego, którego topnienie efektywnie chłodzi kąpiel metalową (na stopienie 1 kg złomu potrzeba 1423 kJ ciepła). Z tego też względu typowy wsad metalowy do procesu LD składa się w 75% z surówki i w 25% ze złomu. Ponadto, do konwertora wprowadza się topniki (wapno palone, kamień wapienny, fluoryt i boksyt), a podczas wytopu także materiał wnoszący do składu żużla MgO - celem poprawy płynności żużla oraz dla zwiększenia ochrony wyłożenia ogniotrwałego urządzenia.

Konwertory tlenowe LD buduje się o pojemności od 30 do 360 ton. Mają one kształt cylindryczny, o stosunku wysokości do średnicy mieszczącym się w przedziale $1 \div 2,5$. Przykładowo, największe urządzenia o pojemności 360 ton mają 8 m średnicy i 11 m wysokości. Konwertory składają się z korpusu stalowego i ogniotrwałego wyłożenia zasadowego, wykonanego zwykle z cegieł magnezytowych (rys. 4.15). Urządzenie opasane jest pierścieniem z dwoma czopami ułożyskowanymi w stojakach, dzięki czemu może być ono przechylane pod dowolnym kątem. Górna część konwertora ma kształt stożka otwartego i nazywana jest gardzielą. Znajduje się w niej otwór spustowy, przez który zlewana jest wytopiona stal.

Tlen doprowadzany jest do konwertora za pomocą lancy, która wprowadzana jest od góry przez gardziel. Lanca ta



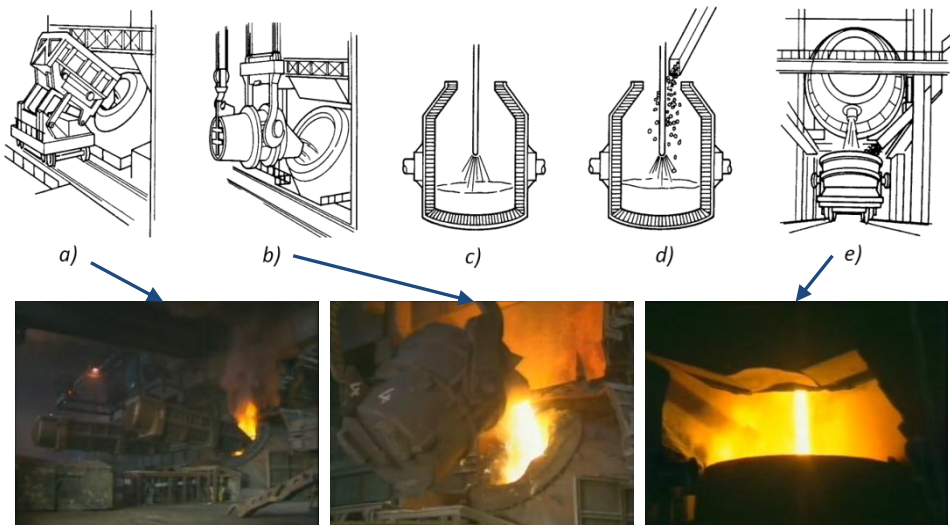
Rys. 4.14. Schemat stalowni tlenowo-konwertorowej; na podstawie [127]



Rys. 4.15. Schemat konwertora LD z dmuchem tlenu od góry, doprowadzonym przez lancę [43]

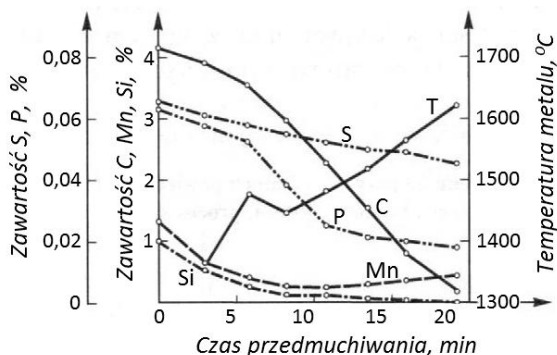
zbudowana jest z trzech rur współśrodkowych, z których wewnętrzna służy do doprowadzenia tlenu zaś dwie pozostałe (środkowa i zewnętrzna) umożliwiają przepływ wody chłodzącej. W przypadku największych pieców o pojemności 360 ton stosowane są lance o długości 21 m i średnicy 0,3 m. W końcówce lany (wykonanej z miedzi) znajdują się dysze (3 lub 5), przez które do kąpeli metalu wdmuchiwany jest z prędkością ponaddźwiękową i pod ciśnieniem $0,6 \div 1,5$ MPa tlen (o czystości $98,5 \div 99,8\%$ O_2).

Przebieg wytopu stali w konwertorze LD przedstawiono na rys. 4.16. Najpierw do ukośnie ustawionego konwertora ładuje się złom (ewentualnie rudę żelaza). Załadunek złomu wykonywany jest przy pomocy koryta wsadowego, w którym złom ułożony jest



Rys. 4.16. Wytop stali w konwertorze tlenowym LD: a) ładowanie złomu, b) zalewanie konwertora ciekłą surówką, c) dmuch tlenem, d) dodawanie topnika, e) spust stali

tak, by na dennice konwertora w pierwszej kolejności padały kawałki drobne, amortyzujące opadanie złomu o większych gabarytach. Następnie wlewana jest ciekła surówka z kadzi surówkowej. Potem po ustawieniu konwertora w pozycji pionowej dodaje się część wapna (resztę topnika wprowadza się podczas wytopu porcjami, nie później niż do 7 ÷ 8 minuty procesu) i umieszcza się przez gardziel lancę, którą ustawia się w odpowiedniej odległości od powierzchni wsadu.



Rys. 4.17. Zmiana składu chemicznego oraz temperatury T kąpeli metalowej w trakcie tlenowego procesu konwertorowego [43]

Dmuch tlenu rozpoczyna się przy górnym roboczym ustawieniu lancy, przy którym uzyskuje się małą głębokość wnikania gazu do kąpeli metalu. Sprzyja to intensywnemu utlenianiu żelaza oraz zabezpiecza końcówkę lancy przed przepaleniem, będącym następstwem jej zetknięcia z wystającym z kąpeli elementem złomu. Powstające w zasięgu działania strugi gazu duże ilości tlenków żelaza powodują łatwe rozpuszczenie się kawałków wapna. Po upływie 2÷3 minut dmuchu lancę ustawia się w dolnym położeniu roboczym, gwarantującym głębokie wnikanie strugi tlenu w kąpiel metalu, co sprzyja intensywnemu utlenieniu domieszek. Podczas pierwszych minut dmuchu tlenowego oprócz żelaza intensywnie utlenia się krzem, a częściowo mangan i fosfor (rys. 4.17).

Węgiel początkowo utlenia się w małym stopniu. Dopiero po osiągnięciu przez kąpiel metalu temperatury 1400 °C następuje szybkie utlenienie tego pierwiastka. Powstający wówczas tlenek węgla uchodząc z konwertora dopala się do dwutlenku węgla, co skutkuje powstaniem płomienia.

W trakcie całego procesu przedmuchiwania tlenem kąpeli metalu (trwającego około 20 minut) stężenie siarki stopniowo maleje. Natomiast utlenianie fosforu przebiega równocześnie z utlenianiem węgla i jest najbardziej intensywne między 5 a 10 minutą procesu (rys. 4.17).

Po utlenieniu węgla do wartości planowanej wyciąga się lancę z przestrzeni roboczej pieca, który następnie przechyla się w celu pobrania próby metalu. Równoległe za pomocą termopary zanurzeniowej mierzy się temperaturę ciekłej stali. W przypadku, gdy zawartość węgla i siarki oraz temperatura metalu odpowiada parametrom zakładanym przystępuje się do spustu stali. W przypadku przeciwnym dokonuje się dmuchu korekcyjnego, w trakcie którego analizowane parametry wytopu powinny być skorygowane do wartości planowanych do uzyskania. Spust stali dokonywany jest przez otwór spustowy zamykany korkiem ceramicznym dla uniknięcia wiania do kadzi żużła. Podczas spustu stali uzupełnia się jej skład chemiczny, poprzez dodanie do kadzi odpowiedniej ilości dodatków stopowych. W ten sposób można wprowadzić do 4% dodatków bez wywołania niepożądanych skutków, takich jak niejednorodność składu chemicznego czy

nadmierne oziębienie kąpeli. Pod koniec spustu dodawany jest odtleniacz. W ostatniej kolejności następuje wylanie żużła do kadzi żużlowej, służącej do transportu żużła do dołów, w których ochładza się on i krzepnie.

Podczas wytopu powstaje dużo gazów odpadowych (zawierających głównie CO i CO₂) o temperaturze rzędu 1600÷1700 °C. Gazy te unoszą z konwertora wiele pyłu w postaci drobnych cząstek tlenków żelaza, manganu, krzemu itd., dlatego też poddaje się je odpyłaniu na mokro lub sucho w oczyszczalni. Następnie wykorzystuje się je po uprzednim wymieszaniu z gazem wielkopieczowym w innych działach huty (np. w piecach walcowniczych, czy elektrociepłowni).

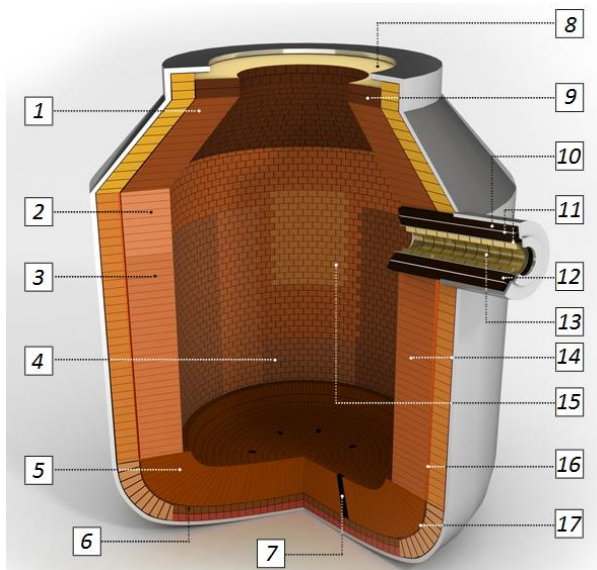
Straty ciekłej stali (w żużlu, pyłe itd.) w procesie tlenowym wynoszą do 10% masy wsadu metalowego. Trwałość wyłożenia konwertora zawiera się w granicach od 1500 do 3000 wytopów, zaś trwałość lanc tlenowych jest dziesięciokrotnie mniejsza.

Stal otrzymana w konwertorze tlenowym ma dobre własności mechaniczne, dobrze się spawa, odznacza się dobrą udarnością i może być wykorzystywana do głębokiego tłoczenia. W ten sposób wytwarza się stale: do ulepszenia cieplnego, prądnicowe, transformatorowe i niskostopowe.

Proces konwertorowy TBM

Proces konwertorowy TBM (*Thyssen Blowing Metallurgy*) jest odmianą procesu LD, w której wykorzystywany jest tzw. konwertor z kombinowanym dmuchem – pokazany na rys. 4.18. W urządzeniu tym zapewniona jest możliwość wdmuchiwania do kąpeli metalowej nie tylko tlenu, ale także gazów obojętnych (azot argon), topników i paliw gazowych. Gaz obojętny podawany jest przy tym przez dysze umieszczone w dennicy konwertora, a więc w przeciwnym kierunku do strumienia tlenu wdmuchiwanego przez lancę od góry. Dzięki takiej modyfikacji procesu konwertorowego uzyskuje się:

- ❑ zmniejszenie ilości tlenu zużywanego w procesie świeżenia;
- ❑ znacznie szybsze w porównaniu do procesu LD utworzenie aktywnego żużła;



Rys. 4.18. Konwertor tlenowy TBM: 1 - strefa stożkowa, 2 - strefa cylindryczna, 3 - strefa wsadowa, 4 - strefa przydenna i rynien żużlowych, 5 - dennica, 6 - warstwa ochronna, 7 - kształtka dolnego dmuchu, 8 - masa uszczelniająca gardziel, 9 - strefa gardzieli, 10 - obudowa kształtek otworu spustowego, 11 - masy do osadzania otworu spustowego, 12 - bloki otworowe, 13 - kształtki wymienne otworów spustowych, 14 - strefa spustowa, 15 - strefa czopów, 16 - zasypka uszczelniająca, 17 - masa uszczelniająca pachwiny; na podstawie [47]

- ❑ ograniczenie niszczącego oddziaływania kąpeli metalu na wymurówkę, co przekłada się na zmniejszenie zużycia materiałów ogniotrwałych;
- ❑ poprawę jakości wytapianej stali;
- ❑ mniejsze zużycie odtleniaczy i żelazostopów w efekcie zmniejszenia ilości tlenu rozpuszczonego w kąpeli;
- ❑ możliwość wytwarzania stali o zawartości fosforu na poziomie $\leq 0,015\%$ oraz siarki na poziomie $\leq 0,012\%$;
- ❑ wzrost wydajności o $1,5 \div 2,2\%$;
- ❑ mniejsze zużycie materiałów żużliwoczych, takich jak wapno czy dolomit (średnio o 4,5 kg/tonę stali);
- ❑ lepsze warunki do wyrównywania temperatury kąpeli przez cały okres stosowania dmuchu.

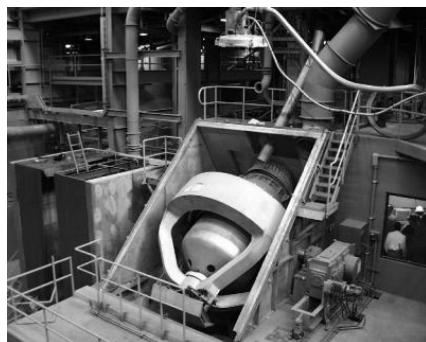
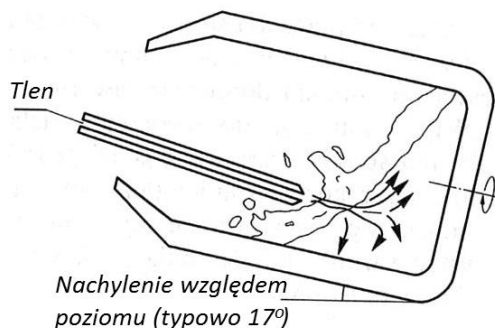
W praktyce przemysłowej konwertory wykonane zgodnie z rys. 4.18 pracują najpierw z dmuchem kombinowanym (przez około 80% kampanii urządzenia). Później zaś ze względu na zużycie wyłożenia dennicy zamykany jest dopływ gazu obojętnego od dołu i konwertor eksploatowany jest jak w typowej metodzie LD. Urządzenia typu TBM wykorzystywane są w naszym kraju.

Proces konwertorowy Kaldo

Proces Kaldo prowadzi się w konwertorze mającym kształt i budowę podobną do urządzenia LD, z tym, iż jest ono nachylone do poziomu pod kątem 17° (rys. 4.19) i ma wyłożenie dolomitowe. W trakcie wytopu konwertor obraca się dookoła osi obrotu z prędkością 30 obr./min, co powoduje:

- ❑ lepsze wymieszanie metalu z żużlem;
- ❑ przyśpieszenie reakcji metalurgicznych;
- ❑ równomierne zużywanie się wyłożenia ogniotrwałego.

W konwertorze Kaldo tlenek węgla spala się do dwutlenku węgla w przestrzeni ponad wsadem, co znacząco poprawia bilans procesu stalowniczego. W urządzeniach tego typu przerabiana jest surówka fosforowa, z której uzyskuje się stal o zawartości fosforu do 0,025% oraz o dużym stopniu odsiarczenia.



Rys. 4.19. Schemat konwertora Kaldo w położeniu stosowanym przy przedmuchiwaniu (po lewej) oraz przykładowa instalacja urządzenia (po prawej) [55, 83]

4.5. Elektrometalurgia stali

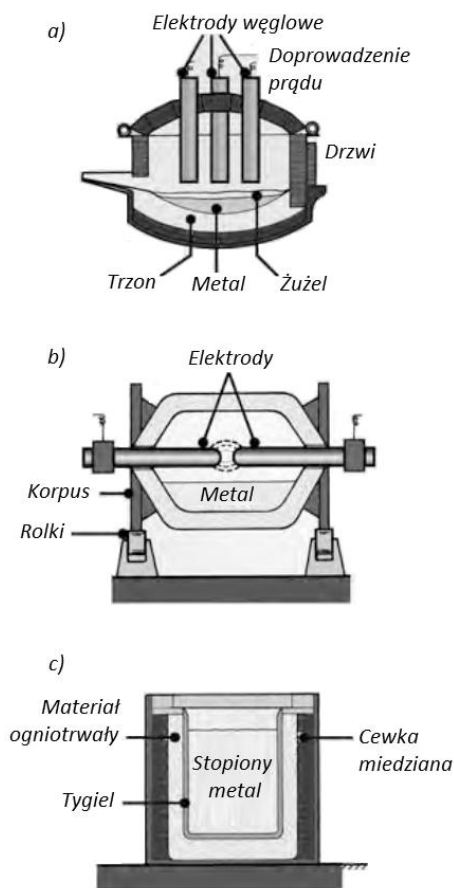
Piece elektryczne zaczęto wykorzystywać do wytapiania stali już pod koniec wieku XIX. Początkowo stosowano je wyłącznie w produkcji stali stopowych i jakościowych. Obecnie są one stosowane powszechnie do wytwarzania stali masowych - wg [127] w piecach elektrycznych uzyskuje się ponad ¼ światowej produkcji stali.

W porównaniu do innych metod wytwarzania stali proces elektryczny odznacza się szeregiem korzystnych cech, do których zalicza się:

- ❑ wydzielanie ciepła w samym metalu, bądź w bezpośredniej jego bliskości;
- ❑ możliwość utworzenia dowolnej atmosfery pieca i pracy z żużłami utleniającymi oraz redukującymi.

Stosowane obecnie w metalurgii stali piece elektryczne można podzielić na następujące rodzaje:

- ❑ oporowe, w których ciepło wydzielają się w czasie przepływu prądu przez wsad metaliczny lub specjalne elementy grzejne przekazujące ciepło niezbędną do nagrzania metalu drogą promieniowania lub konwekcji;
- ❑ łukowe, gdzie ciepło pochodzi z łuku elektrycznego (o temperaturze $3000 \div 5000 \text{ }^\circ\text{C}$), który jarzy się w sposób:
 - bezpośredni, tj. między pionowo ustawionymi elektrodami a kąpielą metalową - rys. 4.20a;
 - pośredni, czyli ponad wsadem między elektrodami ustawionymi przeważnie poziomo - rys. 4.20b;
 - zakryty, tj. między zanurzonymi we wsadzie końcami elektrod;
- ❑ indukcyjne, w których ciepło wywołane jest przepływem prądów powstających wskutek indukcji elektromagnetycznej; wyróżnia się przy tym piece indukcyjne:
 - bezrdzeniowe o dużej częstotliwości ($500 \div 10.000 \text{ Hz}$), w których cewkę wtórną stanowi metal umieszczony w tyglu - rys. 4.20c;
 - rdzeniowe o małej częstotliwości (50 lub 60 Hz), w których kąpiel metalowa umieszczona jest w rynnie w kształcie pierścienia.



Rys. 4.20. Schematy części stosowanych pieców elektrycznych: a) łukowy o nagrzewie bezpośrednim, b) łukowy o nagrzewie pośrednim, c) indukcyjny bezrdzeniowy; na podstawie [32]

4.5.1. Wytapianie stali w łukowym piecu elektrycznym

Proces wytapiania stali w piecu łukowym elektrycznym o nagrzewaniu bezpośrednim bazuje na złomie obcym (zbiórkowym) oraz własnym (pochodzącym z poszczególnych wydziałów huty). Z tego też względu proces ten jest mniej energochłonny od procesu klasycznego (realizowanego w układzie wielki piec-konwertor tlenowy) oraz odgrywa ważną rolę w recyklingu odpadów stalowych.

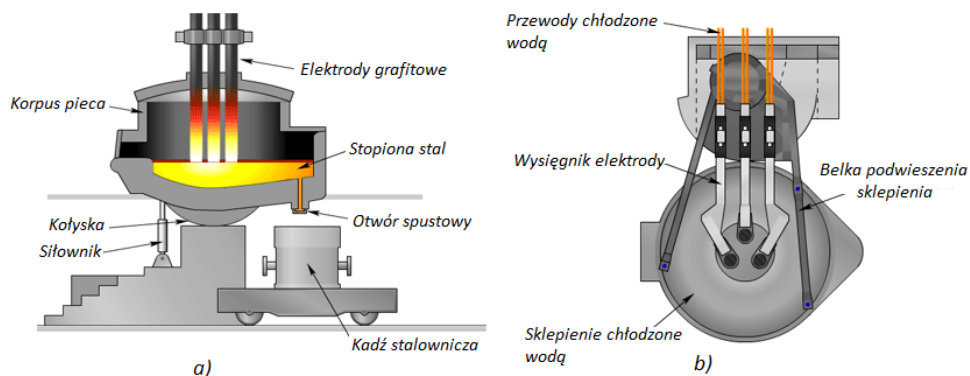
Na rys. 4.21 przedstawiono schematycznie nowoczesny piec łukowy elektryczny na prąd zmienny. Standardowe jednostki tego typu, wykorzystywane w metalurgii, mają pojemność od 10 do 300 ton, która warunkuje rozmiar pieca. Przykładowo, średnica korpusu (trzonu) pieca o pojemności 10, 100 i 300 t wynosi odpowiednio 2,5, 6 oraz 9 m.

Piec elektryczny zbudowany jest z: trzonu mającego wyłożenie ogniotrwałe, górnej części korpusu (pancerza) chłodzonego wodą oraz sklepienia (również intensywnie chłodzonego wodą). Wyłożenie pieca może być kwaśne lub zasadowe. W sklepieniu pieca znajdują się trzy otwory, przez które wsuwane są elektrody grafitowe, umieszczone na wysięgnikach umożliwiających ich przemieszczanie w kierunku pionowym. Dodatkowy otwór w sklepieniu umożliwia odprowadzenie do odpylni gazów odlotowych powstających w trakcie wytwarzania stali. Załadunek pieca z reguły odbywa się od góry (czasami stosuje się ładowanie przez okno wsadowe) i wymaga wysunięcia kotła lub odchylenia sklepienia pieca. Jednostka jest opróżniana ze stali w wyniku jej przechylenia w kierunku otworu spustowego lub rynny spustowej. Natomiast żużel jest usuwany z powierzchni kąpielii przez okno znajdujące się po stronie przeciwnej niż otwór spustowy.

Większość pieców łukowych zasilanych jest prądem zmiennym i wykorzystuje trzy elektrody. Stosowane są także jednostki na prąd stały, które posiadają po dwie elektrody (po jednej w trzonie i sklepieniu). Piece na prąd stały są znacznie cichsze w eksploatacji, ale wymagają wyższych nakładów inwestycyjnych oraz stosowania droższych materiałów ogniotrwałych na wyłożenie trzonu.

Podstawowym materiałem wsadowym wykorzystywanym w piecach łukowych, jak już wspomniano jest złom stalowy. Oprócz niego na wsad składają się:

- ❑ topniki - materiały żużlotwórcze (głównie wapno palone i wapno dolomitowe);
- ❑ nawęglacze (węgiel, antracyt, złom elektrod węglowych, koks,);



Rys. 4.21. Łukowy piec elektryczny o nagrzewie bezpośrednim: a) przekrój poprzeczny, b) widok sytuacyjny od góry; na podstawie [28]

- ❑ dodatki stopowe (głównie żelazostopy);
- ❑ odtleniacze (glin, żelazomangan i inne);
- ❑ spieniacze żużła (przerobione materiały węglowe).

Przebieg typowego procesu wytopu stali w elektrycznym piecu łukowym o nagrzewie bezpośrednim zilustrowano na rys. 4.22.

Najpierw ładowany jest do kosza złom stalowy, wapno (topnik) oraz nawęglacz (np. koks, antracyt). Po uniesieniu elektrod w skrajne górne położenie i odsunięciu sklepienia na bok odbywa się tzw. sadzenie pieca, polegające na załadowaniu do niego dwóch lub trzech koszy złomu, w zależności od jego gęstości nasypowej. Przy czym po wsypaniu pierwszego kosza piec jest zamykany, a elektrody zostają opuszczone celem zainicjowania pracy łuku. Początkowo piec pracuje z niską mocą, co ma na celu minimalizację zużycia wyłożenia ogniotrwałego narażonego na bezpośrednie działanie wysokiej temperatury. Dodatkowej energii cieplnej dostarczają palniki paliwowo-tlenowe, umieszczone w ścianach pieca i w oknie celem roztopienia wsadu w tzw. miejscach zimnych. Po całkowitym zagłębieniu się elektrod we wsad moc prądu ulega zwiększeniu. Po roztopieniu pierwszego kosza złomu do pieca ładuje się następny.

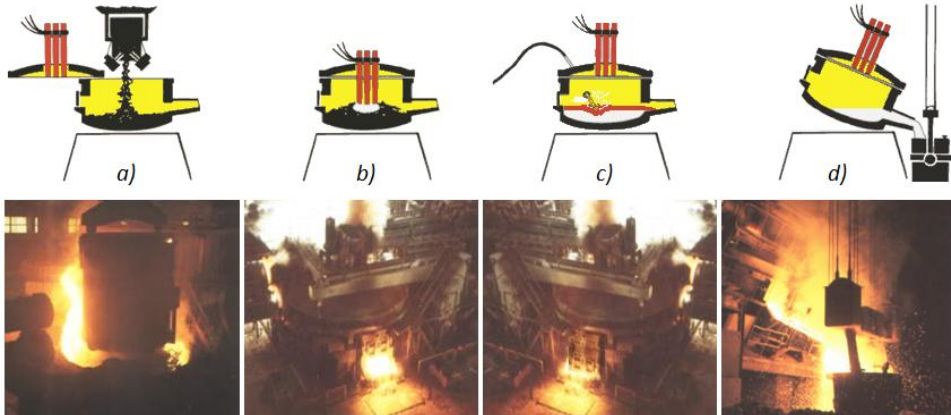
Świeżenie kąpeli metalu rozpoczyna się już po roztopieniu części wsadu i kontynuuje się je do czasu uzyskania w stopie wymaganej zawartości węgla. W tym celu do pieca wdmuchuje się przez lancę tlen gazowy. W wyniku dopalania się nad kąpielą metalu CO do CO₂ oraz zachodzących egzotermicznych reakcji utleniania (4.3)÷(4.6) następuje wzrost temperatury kąpeli metalu. Tlenek żelazawy przechodzi do żużła (można go zredukować do żelaza metalicznego poprzez wdmuchiwanie węgla). Tlenki węgla powodują spienienie żużła, który zakrywa końce elektrod i polepsza efektywność grzania łukiem dzięki zmniejszeniu strat promieniowania ciepła.

Proces rafinacji kąpeli metalowej może być zintensyfikowany poprzez przedmuchiwanie kąpeli metalu gazem obojętnym dostarczanym przez dysze umieszczone w trzonie pieca. Zabieg ten powoduje mieszanie stopionego metalu, co przyspiesza zajście odpowiednich reakcji chemicznych oraz powoduje wyrównanie temperatury stali. Żużel spływa z pieca w sposób samoistny przez cały okres świeżenia. W przypadku zajścia potrzeby jego natychmiastowego usunięcia podnosi się elektrody i przechyla piec w stronę okna, przez które spływa on samoistnie lub jest zgarniany do kadzi żużlowej.

Stal spuszczana jest do kadzi przez rynnę spustową (rys. 4.22) lub otwór spustowy (rys. 4.21). Bezżużłowy spust stali z pieca osiąga się pozostawiając w nim około 20% wytopu stali (z pływającymi na powierzchni kąpeli pozostałościami żużła), co wpływa także na skrócenie czasu kolejnego wytopu oraz przyczynia się do wzrostu pozapiecowej obróbki ciekłej stali.

W nowoczesnych piecach łukowych do wytopu 1 tony stali zużywa się około 360 kWh energii elektrycznej oraz około 3 kg elektrod grafitowych. Czas wytopu jest krótki - około 1 godziny. Osiągnięcie takich wskaźników wymaga jednak stosowania wstępnego podgrzewania złomu (przed sadzeniem pieca) do temperatury około 500 °C.

Piece łukowe o nagrzewaniu pośrednim są rzadko stosowane do otrzymywania stopów żelaza. Przy tym proces metalurgiczny realizowany w tych piecach nie różni się w sposób znaczący od opisanego powyżej procesu przebiegającego w piecach elektrycznych o nagrzewaniu bezpośrednim.



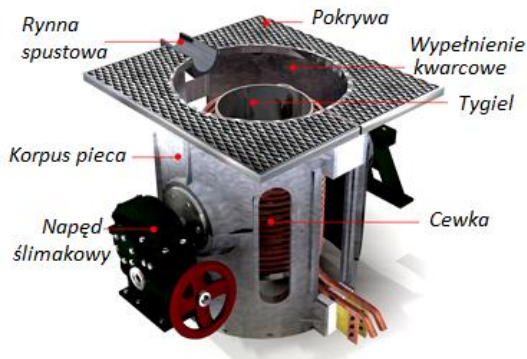
Rys. 4.22. Przebieg wytopu stali w łukowym piecu elektrycznym: a) ładowanie (sadzenie) pieca, b) topienie wsadu, c) świeżenie kąpeli metalu, d) spust stali; na podstawie [136]

4.5.2. Wytapianie stali w indukcyjnym piecu elektrycznym

Piece indukcyjne bezrdzeniowe są powszechnie wykorzystywane w stalowniach elektrycznych. Głównymi elementami pieca są: tygiel wykonany z materiału ogniotrwałego, opasująca go cewka miedziana (chłodzona wodą) oraz mechanizm przechylania (śrubowy, ślimakowy, hydrauliczny) - rys. 4.23. Wielkość obecnie stosowanych pieców indukcyjnych waha się w przedziale od 50 kg do 15 ton.

Proces stalowniczy realizowany w indukcyjnym piecu elektrycznym odznacza się szeregiem zalet, do których zalicza się przede wszystkim:

- ❑ wytwarzanie stali o małym stopniu zanieczyszczenia;
- ❑ możliwość uzyskania wysokiej i równomiernej temperatury kąpeli metalowej;
- ❑ małe straty dodatków stopowych;
- ❑ możliwość prowadzenia wytopu zarówno w próżni, jak i w atmosferze gazu obojętnego.



Rys. 4.23. Elektryczny piec indukcyjny (po lewej) oraz spust stali uzyskanej w takim piecu (po prawej); na podstawie [50, 126]

Z kolei do wad stosowania pieców indukcyjnych w stalownictwie zalicza się:

- ❑ małą trwałość tygla;
- ❑ duży koszt urządzeń elektrycznych;
- ❑ niską temperaturę żuźla utrudniającą proces świeżenia kąpeli metalu.

Zasada działania pieca indukcyjnego polega na tym, iż prąd elektryczny przepływając przez uzwojenie pierwotne (tzw. wzbudnik) wytwarza w otaczającej go przestrzeni (także we wsadzie) zmienne pole magnetyczne, które indukuje w obwodzie wtórnym (wsadzie) siłę elektromotoryczną zmienną w czasie. Siła ta wymusza przepływ prądu elektrycznego o wartości zmiennej w czasie, który generuje ciepło na rezystancji wsadu (zgodnie z prawem Joule'a-Lenza) i wywołuje ruch wirowy ciekłego metalu.

Wyłożenie ogniotrwałe pieców indukcyjnych wykonuje się jako kwaśne (mieszanka kwarcytu mielonego i kwasu borowego) lub zasadowe (proszek magnezytowy, fosforytowy lub chromianowo-magnezytowy z dodatkiem wody lub kwasu borowego). Trwałość tygli jest niska i wynosi 40÷50 wytopów, których czas trwania jest zależny od pojemności pieca, częstotliwości prądu zasilania i mocy (na ogół jest to od 1 do 3 godzin).

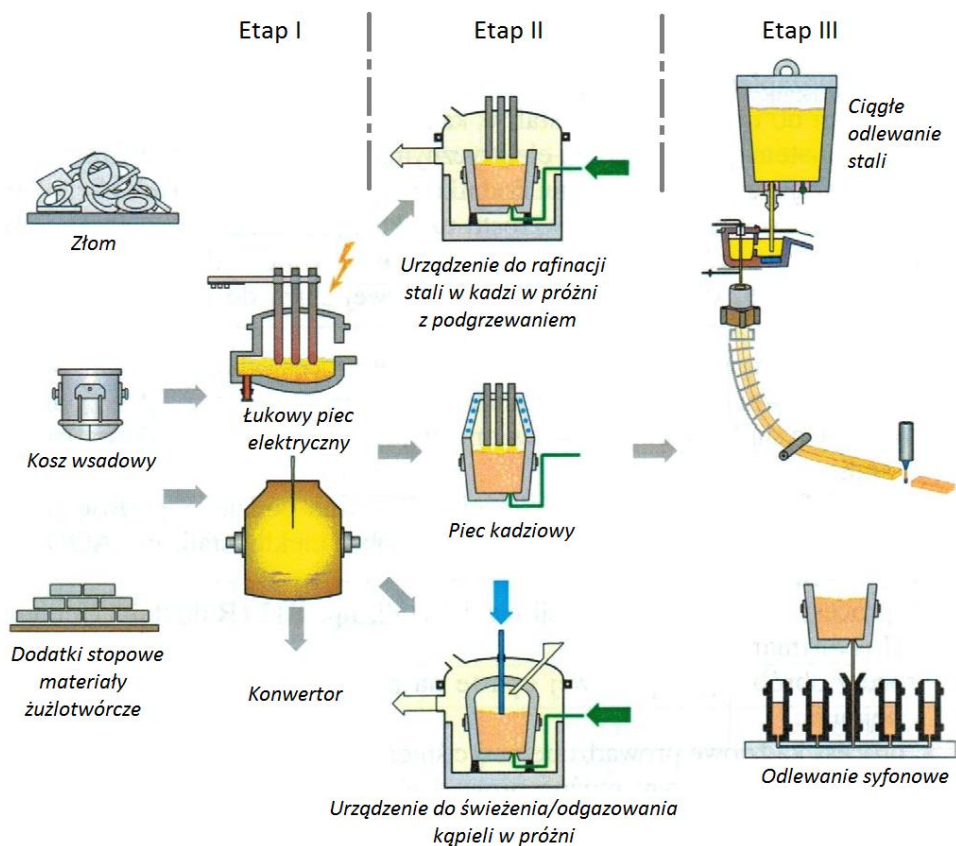
W czasie wytopu stali pod koniec roztopiania wsadu dodaje się topnik, tj. wapno i fluoryt (piece zasadowe) lub piasek, szamot i złom szkła (piece kwaśne). Po roztopieniu wsadu pobiera się próbkę do analizy chemicznej oraz ściągą żużel. Odtlenianie stali prowadzi się w tym procesie metodą dyfuzyjną.

Stale wysokostopowe wytapiane są w piecach indukcyjnych prawie wyłącznie przez przetapianie odpadów stali stopowych lub złomu ze stali węglowej (o małej zawartości S i P) wraz z żelazostopami. Świeżenie domieszek, odsiarczanie i odfosforowanie jest w tych piecach możliwe do realizacji, jednak wiąże się z dużymi trudnościami.

4.6. Obróbka pozapiecowa stali

Nowoczesny proces technologiczny wytwarzania stali zilustrowany na rys. 4.24 składa się z trzech etapów. Pierwszy z nich przebiega w elektrycznym piecu łukowym lub w konwertorze, gdzie ma miejsce: wytop, świeżenie kąpeli metalowej, odfosforowanie oraz podgrzanie stali do temperatury umożliwiającej jej prawidłowy spust do kadzi. Po zakończeniu spustu metalu rozpoczyna się etap drugi obejmujący procesy rafinacyjne, który znany jest jako pozapiecowa obróbka stali i realizowany jest w specjalnych stanowiskach do obróbki stali w kadzi lub w piecokadzi. W ostatnim, trzecim etapie produkcji ma miejsce odlewanie stali, które może być zrealizowane z użyciem maszyny do ciągłego odlewania stali (COS) lub w sposób tradycyjny, przebiegający z wykorzystaniem wlewnic.

Procesy pozapiecowej obróbki stali, intensywnie rozwijane począwszy od lat 60-tych XX wieku, pozwalają na ekonomiczną produkcję stali o coraz to lepszych parametrach wytrzymałościowych. Obejmują one procesy rafinacyjne, które z reguły składają się z szeregu procesów prostych, takich jak: argonowanie, korzystanie z żuźli rafinacyjnych, stosowanie techniki niskich ciśnień, wdmuchiwanie proszków w celu głębokiego odsiarczenia stali, precyzyjne uzupełnianie składu chemicznego stali drutem rdzeniowym oraz podgrzewanie metalu w kadzi.



Rys. 4.24. Schematyczne przedstawienie nowoczesnego procesu stalowniczego: etap I - roztapianie, etap II - obróbka pozapiecowa, etap III - odlewanie stali [43, 70]

Do najważniejszych efektów wynikających ze stosowania obróbki pozapiecowej stali należy zaliczyć:

- ❑ ograniczenie zanieczyszczeń stali takimi składnikami jak: siarka, fosfor, azot, wodór i tlen;
- ❑ możliwość otrzymywania stali o zwiększonej czystości pod względem zawartości wtrąceń niemetalicznych;
- ❑ wysoką precyzję uzyskiwania określonej zawartości składników stopowych w stali;
- ❑ ujednorodnienie kąpeli metalu pod względem temperatury i składu chemicznego, spełniające wymogi procesu ciągłego odlewania stali.

W praktyce przemysłowej istnieje ponad 25 mniej lub bardziej podobnych do siebie procesów pozapiecowej obróbki stali. Wybrane z nich przybliżono poniżej, dzieląc je na dwie grupy, tj. procesy prowadzone pod ciśnieniem atmosferycznym oraz przebiegające pod ciśnieniem obniżonym.

4.6.1. Procesy obróbki pozapiecowej prowadzone pod ciśnieniem atmosferycznym

Obróbka stali w piecu kadziowym (piecokadzi)

Piec kadziowy przypomina swoją budową piec łukowy i składa się z kadzi ustawionej na stalowozie, sklepienia z elektrodami, automatycznego systemu dozowania dodatków oraz często z maszyny do wprowadzania drutów rdzeniowych - rys. 4.25. Łuk elektryczny służy tylko do podgrzewania ciekłej stali i dlatego moc piecokadzi jest znacznie mniejsza niż w elektrycznym piecu łukowym. Urządzenie to powinno zapewniać:

- ❑ uzyskanie obojętnej lub lekko redukcyjnej atmosfery nad kąpielą metalową;
- ❑ dobre mieszanie metalu (za pomocą argonu wdmuchiwanego od dołu) sprzyjające wypływowi wtrąceń niemetalicznych, jak też ujednorodnieniu składu chemicznego i temperatury;
- ❑ niskie ryzyko erozji wyłożenia ogniotrwałego.

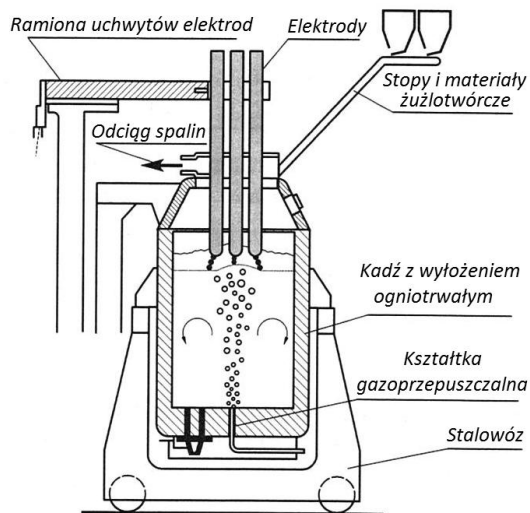
Piec kadziowy ze względu na posiadany własny nagrzew spełnia rolę bufora w procesie zasilania ciekłą stalą urządzenia COS. Ponadto, przy odpowiednim żużlu możliwe jest uzyskanie stopnia odsiarczenia stali większego niż 80%. W procesie tym nie ma jednak możliwości usunięcia z kąpeli metalowej węgla, wodoru i azotu.

Argonowanie (proces AOD)

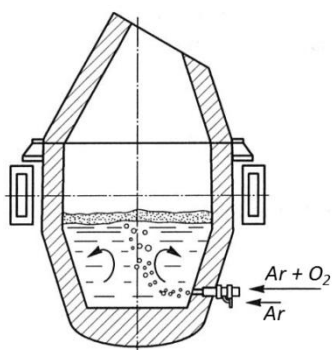
Argonowanie (proces AOD - *Argon Oxygen Decarburization*) jest jedną z bardziej rozpowszechnionych metod obróbki pozapiecowej stali. W procesie tym do kąpeli metalu znajdującego się w konwertorze (rys. 4.26) wdmuchuje się tlen w celu usunięcia węgla i krzemu oraz argon do mieszania metalu. Proces AOD składa się z czterech następujących okresów:

- ❑ odwęglania polegającego na przedmuchiwanym ciekłym metalu mieszaniną argonu i tlenu (dmuch rozpoczyna się stosując mieszaninę bogatą w tlen, a kończy mieszaniną bogatą w argon); utlenianie węgla powoduje "gotowanie kąpeli" i ułatwia usuwanie wodoru i azotu; równocześnie z węglem utleniają się inne składniki (przede wszystkim krzem), których tlenki przechodzą do żużla;
- ❑ redukcji, w trakcie której jest odzyskiwane ok. 97÷99% chromu i ok. 93% manganu z żużla powstałego w trakcie odwęglania, co osiąga się poprzez dodanie mieszaniny redukcyjnej składającej się najczęściej z FeSi oraz SiCr; po wprowadzeniu tej mieszaniny kąpiel metalu jest intensywnie przedmuchiwana argonem;
- ❑ odsiarczania prowadzonego przez dodanie porcji FeSi, CaSi i wapna, przy jednoczesnym przedmuchiwanym metalu argonem;
- ❑ wykańczania mającego na celu uzupełnienie składu składników stopowych oraz uzyskanie odpowiedniej temperatury stali; polega ono na wprowadzeniu do kąpeli odpowiednich żelazostopów przy równoczesnym przedmuchiwanym argonem.

W procesie argonowania uzyskuje się stal o bardzo wysokiej jakości, jak również stal o najmniejszej zawartości węgla ($0,01\div 0,03\%$), siarki ($0,001\div 0,005\%$) oraz tlenu, wodoru i azotu. Również ilość wtrąceń niemetalicznych może być znacząco zredukowana w tym procesie.



Rys. 4.25. Rafinacja stali w piecu kadziowym: schemat procesu (po lewej) oraz piecokadz w widoku (po prawej) [65, 70]



Rys. 4.26. Argonowanie stali (proces AOD): schemat konwertora (po lewej) oraz widok procesu w okresie odwęglania (po prawej) [51, 64]

4.6.2. Procesy obróbki pozapiecowej prowadzone pod ciśnieniem obniżonym

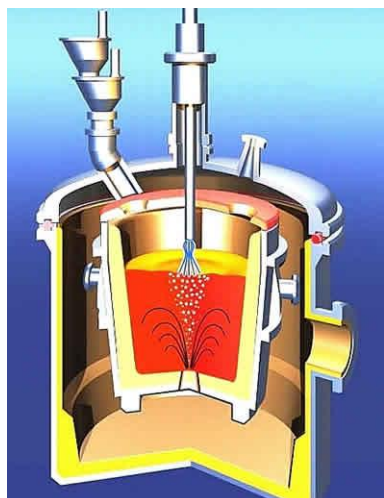
Odgazowanie w komorze próżniowej

Odgazowanie w komorze próżniowej połączone z utlenieniem węgla można zrealizować w procesie VOD (*Vacuum Oxygen Decarburization*). Polega on na działaniu na ciekłą stal próżnią i gazowym tlenem (podawanym przez lancę od góry), przy jednoczesnym przedmuchiwnaniu kąpieli argonem, wprowadzanym od dołu - rys. 4.27.

Proces VOD stosowany jest głównie w produkcji stali odpornych na korozję i żarowytrzymałych, o małej zawartości węgla. Po umieszczeniu kadzi w komorze próż-

niowej obniża się w niej ciśnienie do wartości 4÷15 kPa, a następnie rozpoczyna się jednoczesne świeżenie tlenem i mieszanie argonem. Po zmniejszeniu zawartości węgla do ok. 0,01% wyłącza się dopływ tlenu, zmniejsza ciśnienie do wartości 60 Pa i kontynuuje mieszanie ciekłej stali argonem. W takich warunkach tlen rozpuszczony w kąpeli reaguje z węglem i uzyskuje się dodatkowe odwęglenie stali, któremu towarzyszy zmniejszenie zawartości tlenu. W dalszej części procesu likwiduje się próżnię i wprowadza odtleniacze oraz dodatki żużłotwórcze. Po czym ponownie wytwarza się próżnię i miesza kąpiel argonem, co prowadzi do: redukcji tlenków chromu z żużła, odsiarczenia stali, homogenizacji składu chemicznego i usuwania wtrąceń niemetalicznych z kąpeli. Następnie wyłącza się pompy próżniowe kończąc proces.

Odmianą procesu VOD, w której nie stosuje się przedmuchiwanie tlenem od góry jest metoda VD (*Vacuum Degassing*). Pozwala ona na odwodorowanie stali do 80%, odazotowanie do ok. 20÷40% oraz odtlenienie do 35÷60%.



Rys. 4.27. Urządzenie do procesu VOD (po lewej) wraz z przykładową instalacją (po prawej) [128, 146]

Odgazowanie cyrkulacyjne

Podczas odgazowania cyrkulacyjnego ciekły metal poddawany jest obróbce próżniowej w sposób ciągły lub w oddzielnych porcjach. Cechą charakterystyczną tych metod obróbki pozapiecowej stali jest zassanie porcji ciekłego metalu do komory próżniowej, gdzie następuje odgazowanie stali, którą następnie przelewa się do kadzi.

Jedną z częściej stosowanych metod próżniowego odgazowania cyrkulacyjnego jest proces RH (*Ruhrstahl Heraeus*), w którym stal wymieniana jest między kadzią a komorą próżniową (przez dwa króćce) w sposób ciągły - rys. 4.28. Do króćca, przez który metal wprowadzany jest do komory próżniowej podawany jest argon, będący gazem wznoszącym. Pod jego wpływem następuje przyspieszenie desorpcji oraz intensywne wydzielanie gazów z ciekłego metalu, które są zasysane przez pompę próżniową. Odgazowana stal powraca do kadzi przez króciec drugi. Omawiana metoda umożliwia znaczące zredukowanie zarówno wodoru, jak i węgla w obrabianej stali.

Rafinacja wtórna

Procesy rafinacji wtórnej stosowane są w celu uzyskania stali o bardzo wysokiej czystości. Zaliczają się do nich procesy przetopu w: próżniowym piecu elektronowym, próżniowym piecu łukowym, piecu plazmowym oraz rafinacji elektrożuławej.

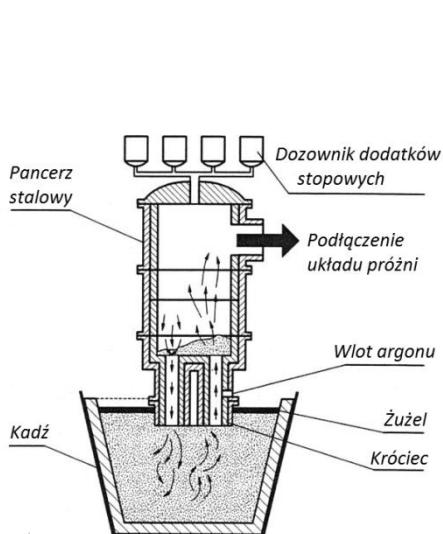
Z grupy wymienionych powyżej metod przybliżony zostanie proces VAR (*Vacuum Arc Refining*), w którym w łukowym piecu próżniowym (rys. 4.29) następuje przetopienie odpowiednio przygotowanej elektrody. Stopiony metal spływa do intensywnie chłodzonego wodą krystalizatora, gdzie szybko krzepnie. Łuk elektryczny (zasilany prądem stałym) jarzy się między przetapianą elektrodą a krzepnącym wlewkiem. Wewnątrz pieca panuje próżnia rzędu $0,133 \div 1,33$ Pa, a spływające krople stali nie stykają się ani z gazami atmosfery, ani z materiałem ogniotrwałym wyłożenia.

Zaletami procesu VAR są:

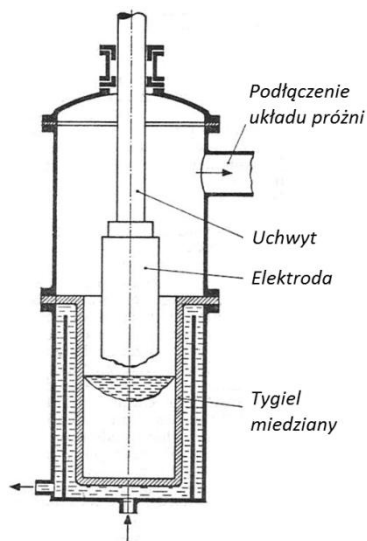
- ❑ radykalne zmniejszenie w metalu zawartości gazów oraz łatwo parujących domieszek;
- ❑ nie wprowadzanie do metalu szkodliwych wtrąceń niemetalicznych (skutek braku kontaktu stopionej stali z materiałami ogniotrwałymi);
- ❑ możliwość otrzymywania wlewków o dużej masie (do 100 t);
- ❑ uzyskanie zwartej struktury wlewka przy ograniczonym występowaniu jamy skurczowej.

Za wady tego procesu obróbki pozapiecowej uznaje się zaś:

- ❑ konieczność przygotowania elektrod o właściwym kształcie i stanie powierzchni;
- ❑ bardzo ograniczone możliwości wpływania na skład chemiczny przetapianego metalu;
- ❑ parowanie niektórych korzystnych składników stopu;
- ❑ brak możliwości wykonywania odlewów.



Rys. 4.28. Schemat urządzenia do odgazowania stali metodą RH [43]

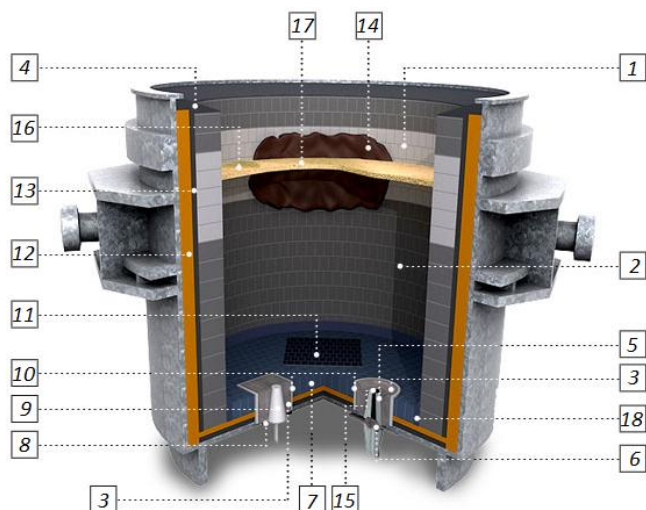


Rys. 4.29. Schemat przetapiania stali w łukowym piecu próżniowym [107]

4.7. Odlewanie stali

Po zakończeniu procesów metalurgicznych stal zlewana jest do kadzi (rys. 4.30). Urządzenie ograniczone jest korpusem wykonanym ze stali, który wyłożony jest wewnątrz materiałem ogniotrwałym. W dnie kadzi wykonany jest otwór, w którym znajduje się wylew kadziowy umożliwiający spust ciekłej stali. Urządzenie zaopatrzone jest także w dwa czopy służące do podwieszenia go na hakach suwnicy.

Odlewanie stali stanowi ostatni etap jej wytwarzania, w trakcie którego zachodzą jeszcze procesy fizyczne i fizykochemiczne, mające wpływ na jakość wlewka, przekładająca się na jakość wyrobu finalnego (obrobionego plastycznie). Rozróżnia się przy tym dwie (scharakteryzowane w dalszej części rozdziału) metody odlewania stali, tj.: do wlewnic oraz w sposób ciągły.



Rys. 4.30. Kadź stalownicza: 1 - strefa żużła, 2 - strefa kąpieli, 3 - kształtki muszlowe, 4 - burta, 5 - dolny i górny wylew kadzi, 6 - zamknięcia suwakowe, 7 - dno, 8 - pierścień dystansowy, 9 - kształtka gazoprzepuszczalna, 10 - masy do osadzania kształtek muszlowych, 11 - strefa uderzenia, 12 - warstwa ochronna, 13 - zasypka uszczelniająca, 14 - masa do torkretowania, 15 - zasypka startowa, 16 - zasypka żużlotwórcza, 17 - zasypka izolacyjna, 18 - pachwina; na podstawie [47]

4.7.1. Odlewanie stali do wlewnic

Odlewanie stali do wlewnic jest obecnie ograniczane na rzecz ciągłego odlewania stali COS i znajduje zastosowanie w następujących przypadkach:

- ❑ wytwarzania wlewków kuźniczych o dużych masach, przeznaczonych na odpowiednio duże elementy;
- ❑ odlewania stosunkowo niewielkich ilości specjalnych gatunków stali;
- ❑ awarii urządzeń COS (kanał awaryjny).

Odlewanie wlewków polega na napełnianiu ciekłą stalą otwartych od góry wlewnic - form wykonanych z żeliwa (rys. 4.31), których wymiary zależą od gabarytów wyrobu finalnego oraz założonego przerobu plastycznego. Wlewnice mogą być przy tym zalewane od dołu (w sposób syfonowy) lub od góry.

Odlewanie stali z góry polega na bezpośrednim napełnianiu wlewnicy stalą wypływającą z kadzi przez otwór spustowy, znajdujący się w jej dnie (rys. 4.32a). Zamykanie i otwieranie otworu spustowego może się w tym przypadku odbywać za pomocą

zamknięcia suwakowego (jak na rys. 4.30) lub zatyczki. W przypadku dużych kadzi stalowniczych (o pojemności przekraczającej 250 t) stosuje się dwa wylewy, usytuowane w dnie w określonej odległości od siebie, przez co uzyskuje się możliwość równoczesnego napełniania dwóch wlewnic. W efekcie zastosowania takiego rozwiązania skraca się czas odlewania wytopu oraz zmniejsza się przegrzanie stali w kadzi. Prowadzi to do wzrostu wydajności procesu, któremu towarzyszy zmniejszenie kosztów związanych z nagrzewaniem stali. Główne zalety tej metody odlewania stanowią:

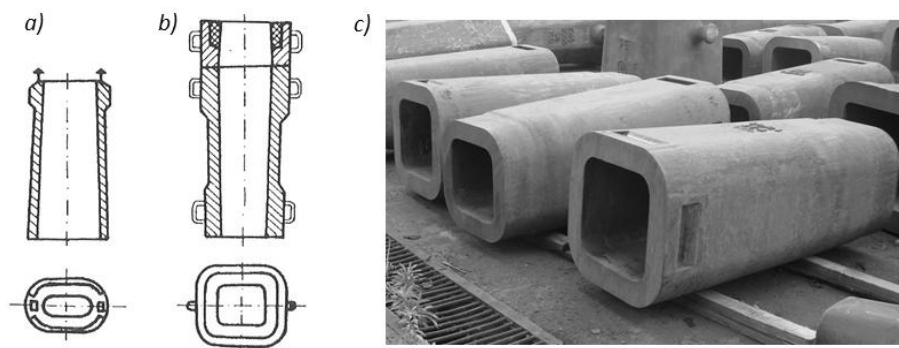
- ❑ prostota procesu, przekładająca się na oszczędności w sprzęcie;
- ❑ mniejsze zanieczyszczenie stali wtrąceniami niemetalicznymi;
- ❑ zwiększony uzysk ciekłego metalu (brak układu wlewowego);
- ❑ mniejsza temperatura metalu przed odlewaniem;
- ❑ bardziej korzystne rozmieszczenie jamy skurczowej we wlewku.

Natomiast do wad tej metody zalicza się: rozpryskiwanie metalu podczas napełniania wlewnicy, trudności z wypływaniem na powierzchnię żużla oraz konieczność pośpieszania prac podczas zalewania wielu wlewnic (zagrożenie krzepnięciem metalu w kadzi).

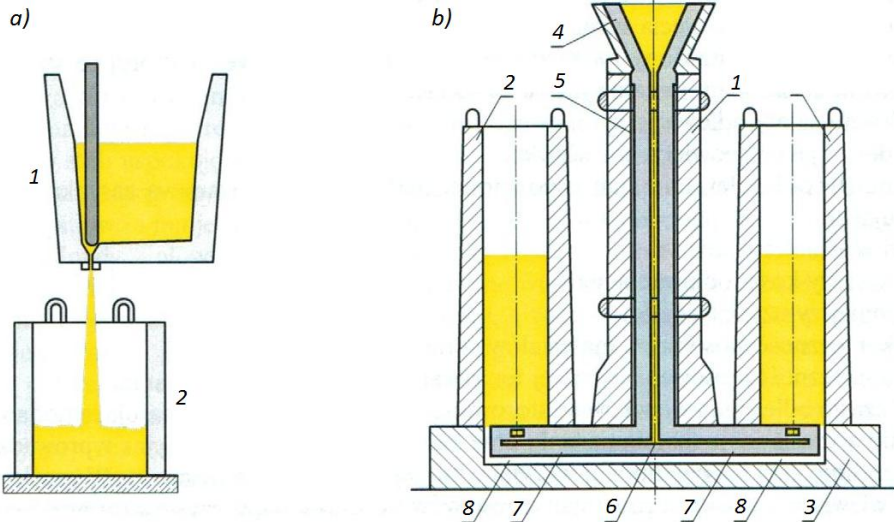
Odlewanie stali od dołu pozwala na jednoczesne napełnianie kilku wlewnic (rys. 4.32b). W tym przypadku ciekły metal wpływa do form przez syfon (rura stalowna wyłożona materiałem ogniotrwałym) i kanały wykonane w poziomych kształtkach. Ten sposób odlewania pozwala na lepszą regulację szybkości napełniania form i daje lepszą powierzchnię wlewków, gdyż stal nie rozpryskuje się po ściankach wlewnic w początkowym okresie zalewania. Ponadto, metodą tą można odlewać wlewki ze stali uspokojonej pod warstwą zasypki izolacyjno-smarującej. Do wad odlewania od dołu należy zaliczyć:

- ❑ zanieczyszczanie stali wtrąceniami niemetalicznymi, pochodzącymi z układu wlewowego;
- ❑ konieczność stosowania wyższej temperatury metalu;
- ❑ zużycie materiałów ogniotrwałych na wyłożenie układu wlewowego;
- ❑ większą pracochłonność przygotowania zestawu wlewnic do odlewania;
- ❑ mniejszy uzysk metalu.

Podczas odlewania wlewków stosuje się zasypki smarujące (dodawane do wlewnic podczas ich napełniania stalą) oraz izolacyjne (wprowadzane na powierzchnię stali wypełniającej wlewnicę lub jej nadstawkę).



Rys. 4.31. Wlewnice: a) zbieżne ku górze, b) zbieżne ku dołowi z nadstawką, c) w widoku [63, 134]

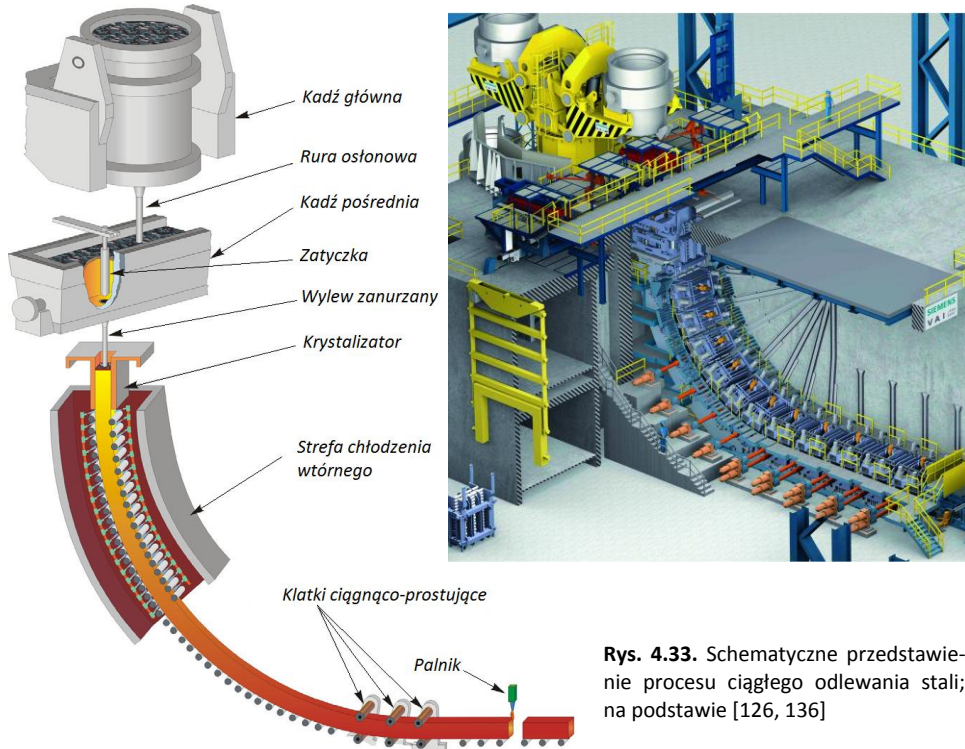


Rys. 4.32. Odlewanie stali do wlewnic: a) z góry, 1- kadź z ciekłą stalą, 2 - wlewnica; b) metodą syfonową, 1 - syfon (lej centralny), 2 - wlewnica, 3 - płyta podwlewnicowa, 4 - lej szamotowy, 5 - wyłożenie ogniotrwałe leja centralnego, 6 - kształtka środkowa, 7 - kształtka kanałowa pośrednia, 8 - kształtka kanałowa końcowa; na podstawie [43, 141]

4.7.2. Ciągłe odlewanie stali

Zastosowanie ciągłego odlewania stali COS pozwoliło na zwiększenie uzysku materiałowego oraz wyeliminowało wstępne operacje obróbki plastycznej (np. walcowanie w walcierce typu zginiatacz). Właściwy dobór parametrów COS pozwala na wytwarzanie półwyrobów pozbawionych wad powierzchniowych i wewnętrznych. Obecnie ponad 90% stali produkowanej w świecie jest odlewane tym sposobem.

Proces ciągłego odlewania (rys. 4.33) polega na wlewaniu kontrolowanej ilości ciekłej stali do chłodzonego wodą krystalizatora, mającego przekrój poprzeczny o odpowiednim kształcie. Materiał z kadzi stalowniczej wlewany jest do kadzi pośredniej, stanowiącej zbiornik zapewniający stałe ciśnienie ferrostatyczne stali i jej prawidłowe rozdzielanie w przypadku maszyn wielożyłowych. Dla ograniczenia kontaktu ciekłej stali



Rys. 4.33. Schematyczne przedstawienie procesu ciągłego odlewania stali; na podstawie [126, 136]

z powietrzem jej przemieszczenie między kadziami odbywa się w rurze osłonowej lub w osłonie gazu obojętnego.

W krystalizatorze rozpoczyna się krzepnięcie stali prowadzące do utworzenia stałego naskórka (rdzeń pasma pozostaje w stanie ciekłym). Dla zapobieżenia przywieraniu materiału do powierzchni ścian krystalizatora wprowadza się zasyпки smarujące (ewentualnie olej) oraz stosuje się ruch oscylacyjny krystalizatora w kierunku odlewania. Pasma po wyjściu z krystalizatora chłodzone jest wodą (rzadziej mgłą powietrzno-wodną), a następnie trafia na samotok, gdzie cięte jest na odpowiednią długość za pomocą palników gazowo-powietrznych. Liczba żył odlewanej stali (rys. 4.34) jest uzależniona od przekroju półwyrobu oraz od wydajności procesu (obecnie stosowane linie COS mają do ośmiu żył).

W procesie COS wytwarzane są półwyroby, których przekrój poprzeczny odpowiada wlewkom tradycyjnym przerobionym wstępnie na przekrój płaski, prostokątny i kwadratowy. Zastosowanie tej metody odlewania stali pozwoliło na eliminację z produkcji stali takich operacji jak: odlewanie stali do wlewnic, wy-



Rys. 4.34. Przykładowe rozwiązanie służące do 6 - żyłowego odlewania ciągłego stali [17]

grzewanie wlewków w piecach węglbnych oraz walcowanie wstępne w walcierce typu zgniatacz. W konsekwencji tego rozwiązania zmniejszono energochłonność wytwarzania stali i koszty jej produkcji.

W celu prawidłowego przebiegu procesu COS oraz dla uzyskania właściwej jakości wyrobów powinny być spełnione następujące wymagania:

- ❑ dotyczące składu chemicznego odlewanej stali, która powinna być dostarczana do urządzenia COS w wąskich granicach tolerancji składu chemicznego;
- ❑ czasowe - stal musi być dostarczona w czasie umożliwiającym płynny przebieg seryjnego odlewania;
- ❑ temperaturowe - stal powinna być dostarczona do COS w odpowiednim i wąskim przedziale temperatury (stałym przez cały czas odlewania).

Za główne zalety ciągłego odlewania stali uznaje się:

- ❑ możliwość wytwarzania materiału o określonych i powtarzalnych (na długości i szerokości odlewanej pasma) właściwościach;
- ❑ możliwość produkowania półwyrobów o stałych, powtarzalnych wymiarach;
- ❑ eliminację procesu kształtowania wlewków w walcierce typu zgniatacz;
- ❑ eliminację długotrwałego i kosztownego nagrzewania wlewków w piecach węglbnych.

Udoskonaloną technikę COS stanowi odlewanie bliskie kształtowi końcowemu wyrobu lub odlewanie cienkich kęsisk płaskich. Stosowane obecnie w tym zakresie techniki obejmują [72]:

- ❑ kompaktową produkcję taśm o grubości ok. 50 mm;
- ❑ produkcję taśm w linii (ISP), gdzie odlana żyła o grubości ok. 60 mm podlega najpierw tzw. miękkiej redukcji realizowanej przy ciekłym rdzeniu żyły (za pomocą rolek umieszczonych poniżej krystalizatora), a następnie walcowaniu (ze skrzepniętej żyły wytwarzane jest kęsisko płaskie o grubości ok. 15 mm);
- ❑ ciągłe odlewanie kęsisk płaskich (CONROLL), w którym wykorzystywane są krystalizatory o bokach równoległych, z grubością odlewania rzędu 70÷80 mm;
- ❑ bezpośrednią produkcję taśm (DSP), obejmującą krystalizatory stosowane do produkcji pasma o grubości ok. 90 mm, które podlega następnie miękkiej redukcji do grubości 70 mm.

5. Metalurgia żeliwa

5.1. Charakterystyka żeliwa

Żeliwo otrzymywane jest w procesie przetapiania surówki (z reguły z dodatkiem złomu) w piecach szybowych zwanych żeliwiakami lub w piecach elektrycznych. Jest to stop odlewniczy na osnowie żelaza, zawierający węgiel w granicach 2,0÷4,5%, a także dodatki krzemu i manganu. Zawartość siarki i fosforu w tym materiale jest większa niż w stalach.

Żeliwa są powszechnie stosowane w budowie maszyn ze względu na ich zalety, do których zalicza się:

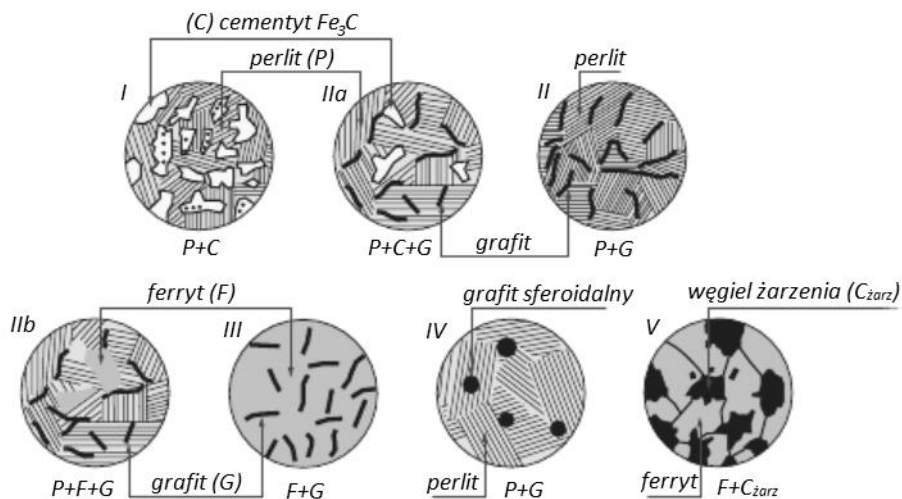
- łatwość odlewania zarówno w formach piaskowych, jak i w metalowych;
- dobrą wytrzymałość oraz dużą zdolność do tłumienia drgań;
- dobrą skrawalność i odporność na ścieranie;
- małą rozszerzalność cieplną;
- niski koszt wytwarzania.

Z kolei za główne wady tych materiałów uznaje się małą ciągliwość i udarność oraz małą wytrzymałość na rozciąganie, w porównaniu do wytrzymałości na ściskanie.

W przypadku, gdy węgiel występuje w żeliwie w formie związanej (cementyt Fe_3C) to mamy do czynienia z żeliwami białymi, w strukturze których mogą pojawić się takie składniki, jak: ledeburyt przemieniony, cementyt pierwotny lub wtórny, perlit. Materiały te są bardzo twarde, ale jednocześnie kruche i dają się obrabiać praktycznie tylko przez szlifowanie. Są one wykorzystywane jako półprodukt w produkcji żeliw ciągliwych. Natomiast wówczas, gdy węgiel w strukturze żeliwa występuje w postaci wolnej (grafit) mówimy o żeliwach szarych, których własności nie są zależne wyłącznie od struktury osnowy metalicznej, ale także od postaci grafitu. Żeliwa szare dzieli się ze względu na ilość związanego węgla na:

- ferrytyczne, w których cały węgiel wydzielony jest jako grafit na tle osnowy ferrytycznej;
- ferrytyczno-perlityczne, mające strukturę składającą się z wydzieleni grafitu na tle osnowy ferrytyczno-perlitycznej; węgiel występuje zarówno w postaci wolnej, jak i związanej w cementycie będącym składnikiem perlitu;
- perlityczne, gdzie struktura złożona jest z grafitu i osnowy perlitycznej;
- nadperlityczne (pstre), których struktura składa się z grafitu, perlitu oraz cementytu wtórnego.

Typowe dla żeliw struktury przedstawiono schematycznie na rys. 5.1.



Rys. 5.1. Schematyczne przedstawienie struktur żeliw: I - białego, IIa - połowicznego, II - szarego perlitycznego, IIb - szarego ferrytyczno-perlitycznego, III - szarego ferrytycznego, IV - sferoidalnego, V - ciągliwego [125]

Grafit stanowi w żeliwie fazę niemetaliczną i wpływa osłabiająco na materiał, gdyż sam ma małą twardość i wytrzymałość. Płytki grafitu powodując w osnowie metalicznej nieciągłości o ostrych krawędziach działają jak karb i zwiększają skłonność do pękania kruchego. Ważna jest przy tym postać i dyspersja grafitu. Im większy jest udział grafitu w żeliwie i im grubsze są jego płatki, tym mniejsza jest wytrzymałość i ciągliwość tego materiału. Kształt wydzieleni grafitu może być: płatkowy, postrzępiony, gwiazdkowy, krętkowy, zwarty lub kulkowy (sferoidalny). Przy tym wydzielenia te mogą być rozmieszczone w sposób: równomierny, nierównomierny, gałązkowy, siatkowy, rozetkowy lub międzydendryczny. Szczególnie pożądane są żeliwa z grafitem kulkowym oraz bardzo drobnym płytkowym rozłożonym równomiernie w osnowie metalicznej.

Przebieg grafityzacji jest uzależniony od zawartość domieszek, w szczególności Si, Mn i S. Dodatek krzemu (waha się w zakresie 0,3÷5%) sprzyja grafityzacji, której z kolei przeciwdziałają mangan (0,5÷0,7%) oraz siarka (<0,12%) powodująca ponadto zmniejszenie rzadkopląsności, co prowadzi do pogorszenia własności odlewniczych stopu.

Podstawę podziału żeliw szarych na gatunki stanowi ich wytrzymałość na rozciąganie. W skład oznaczenia gatunku żeliwa wchodzi trzycyfrowa liczba oznaczająca wytrzymałość na rozciąganie R_m (np. symbol EN-GJL-250 oznacza żeliwo szare zwykłe o $R_m = 250$ MPa). Należy przy tym wiedzieć, iż wytrzymałość na ściskanie żeliw szarych jest około cztery razy większa od wytrzymałości na rozciąganie, a ich wydłużenie nie przekracza 1%.

Celem nadania żeliwom własności specjalnych (np. odporności na korozję, żarowytrzymałości, zwiększenia własności mechanicznych) wprowadza się do nich dodatki stopowe. W takiej sytuacji mówi się o żeliwach stopowych. Rozróżnia się przy tym żeliwa: krzemowe (do 17% Si), aluminiowe (do 30% Al), chromowe (do 36% Cr), manganowe (do 17% Mn), niklowe (do 35% Ni) oraz antymonowe (do 0,6% Sb) [113].

5.2. Materiały wsadowe w produkcji żeliwa

Przy wytwarzaniu żeliwa wykorzystuje się następujące materiały (niezależnie od rodzaju pieca): metalowe materiały wsadowe, paliwo i topniki.

5.2.1. Metalowe materiały wsadowe

Podstawowymi metalowymi materiałami wsadowymi są surówki wielkopiecowe odlewnicze (opisane w rozdziale 3.2.4). Surówki te odlewa się na maszynie rozlewniczej uzyskując tzw. gąski (rys. 5.2), mające jedno lub kilka przewężeń umożliwiających łatwe ich rozbitcie na mniejsze kawałki. Masa gąsek z jednym przewężeniem wynosi do 30 kg, zaś z kilkoma przewężeniami do 45 kg. W przypadku żeliwa sferoidalnego wymagającego użycia surówki o wysokim stopniu czystości surówkę wielkopiecową poddaje się rafinacji.

Żeliwo może też być wytapiane z surówek syntetycznych, które wytwarzane są w piecach elektrycznych. W urządzeniach tych stapiany jest złom żeliwny i stalowy z dodatkiem nawęglacza oraz ewentualnych dodatków stopowych (w przypadku surówek stopowych).

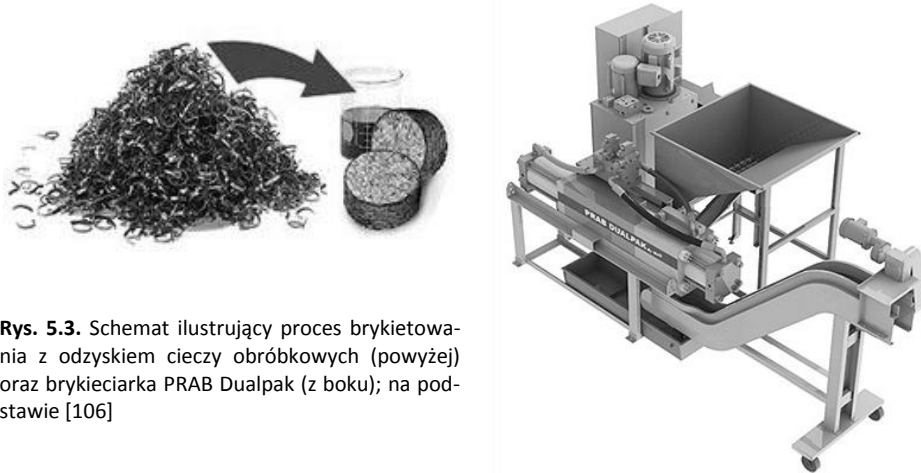
Oprócz surówek w produkcji żeliwa wykorzystuje się złom żeliwny, przerabiany szczególnie w piecach szybowych (żeliwiakach). Stanowią go odpadki oraz zużyte żeliwne części maszyn i urządzeń. W złomie tym dopuszczalny jest pewien udział stali, który nie powinien przekraczać 5% masy partii. Złom żeliwny nie może zawierać w ogóle metali nieżelaznych, zaś ilość zanieczyszczeń niemetalicznych (drewno, guma, beton itd.) nie może przekraczać 2÷6% (w zależności od klasy złomu). Ponadto, złom ten nie może zawierać jakichkolwiek materiałów wybuchowych oraz pojemników zamkniętych (zarówno pustych jak i wypełnionych).

W przypadku wytwarzania żeliwa o dobrych właściwościach wytrzymałościowych często jako wsad wykorzystywany jest złom stalowy. Stanowią go stalowe i staliwne odpady produkcyjne pochodzące zarówno z zakładów hutniczych i przerobczych, jak i zużytych konstrukcji budowlanych, mostowych, kolejowych itp. Złom ten nie może zawierać żadnych metali nieżelaznych i ich stopów, a udział zanieczyszczeń niemetalicznych nie powinien przekraczać 2% masy partii. Ponadto, nie powinien zawierać jakichkolwiek naczyń, nie może być przerdzewiały i nie mogą się w nim znajdować elementy emaliowane. Typowy skład chemiczny złomu stalowego przetapianego w żeliwiakach waha się w następujących granicach: 0,1÷0,5% C, >0,4% Si, 0,3÷0,7% Mn, ok. 0,06% P oraz ok. 0,06% S.

W przypadku odlewni będących działami zakładów mechanicznych, do wytwarzania żeliwa wykorzystywane są także wióry żeliwne i stalowe. Ich zastosowanie, jako dodatku do wsadu metalowego (wprowadzanego w odpowiedniej ilości do pieca) nie pogarsza jakości wytapianego stopu, a prowadzi do znacznej redukcji kosztów produkcji.



Rys. 5.2. Gąski surówki wielkopiecowej



Rys. 5.3. Schemat ilustrujący proces brykietowania z odzyskiem cieczy obróbkowych (powyżej) oraz brykietarka PRAB Dualpak (z boku); na podstawie [106]

Wióry wprowadzane są do pieca przeważnie w postaci brykietów, które wytwarzane są w oddzielnych operacjach. W przypadku wiórów stalowych brykiety wykonuje się na ogół prasowaniem (w maszynach zwanych brykietarkami), przebiegającym przy dużych naciskach z odzyskaniem cieczy obróbkowych – rys. 5.3. Natomiast brykiety z wiórów żeliwnych produkowane są przy mniejszych naciskach, ale z użyciem środków wiążących (szkło wodne, cement portlandzki, chlorek wapna itp.).

Inną metodą, stosowaną głównie w małych odlewniach, jest paczkowanie wiórów żeliwnych. Załadowywane są one do rur żeliwnych, które następnie są korkowane celem zapobieżenia wysypaniu się wiórów przed stopieniem rury. Czasami zamiast rur wykorzystywane są opakowania z blach – jest to jednak metoda bardziej pracochłonna.

W celu wprowadzenia do żeliwa dodatków stopowych (ewentualnie dla uzupełnienia składników podstawowych, jak: krzem, mangan i fosfor) stosuje się żelazostopy, które obok żelaza zawierają w większych ilościach jeden lub kilka pierwiastków, takich jak: krzem, wapń, mangan, chrom, molibden, tytan, fosfor i inne. Czasami żelazostopy wprowadzane są nie do wsadu, lecz do kąpeli metalowej w piecu lub poza piecem. W takim przypadku spełniają one rolę modyfikatorów struktury metalowej odlewów. Żelazostopy wytwarzane są w wielkim piecu lub w piecach elektrycznych.

5.2.2. Paliwa odlewnicze

Realizacja procesów metalurgicznych wymaga dostarczenia dużych ilości ciepła oraz stosowania wysokich temperatur, które uzyskuje się przede wszystkim ze spalania materiałów zwanych paliwami, znajdującymi się w różnych stanach skupienia. Spośród paliw (opisanych w rozdziale 2.2) największe zastosowanie w metalurgii żeliwa znajduje koks metalurgiczny, który produkowany jest w następujących odmianach:

- ❑ wielkopiecowej (hutniczej), stosowanej do prowadzenia wielkich pieców;
- ❑ odlewniczej, wykorzystywanej wyłącznie do prowadzenia pieców szybowych, zwanych żeliwiakami;
- ❑ formowanej (rys. 5.4), wytwarzanej z węgla niekoksujących i znajdującej zastosowanie jako paliwo zastępujące całkowicie lub częściowo koks odlewniczy.

Metoda wytwarzania koksu wielkopieczowego i odlewniczego została opisana w rozdziale 2.3. Natomiast niewątpliwie przybliżenia wymaga oryginalny sposób produkcji koksu formowanego, stosowany w naszym kraju, który został opracowany przez Przemysłowy Instytut Chemicznej Przeróbki Węgla w Zabrzu. Podstawową jego zaletą jest stosowanie jako surowca węgla energetycznego, niekoksującego (niespiekającego się), którego w Polsce wydobywa się w ilości około cztery razy większej niż węgla koksującego. Uproszczony schemat produkcji koksu formowanego przedstawia się w sposób następujący:

- ❑ odgazowanie węgla przy temperaturze 750÷800 °C, realizowane z odbiorem niskotemperaturowych produktów smołowych;
- ❑ rozdrobnienie otrzymanego koksu (półkoksu) celem uzyskania ziaren o wielkości do 3 mm;
- ❑ brykietowanie rozdrobnionego materiału na prasach (pod ciśnieniem 30÷40 MPa), z użyciem lepszczka pochodzenia smołowego;
- ❑ obróbka tlenowo-ciepna brykietów przy temperaturze 200÷300 °C, przebiegająca w czasie kilku godzin, w efekcie której uzyskuje się dużą wytrzymałość brykietów;
- ❑ odgazowanie brykietów mające na celu zmniejszenie zawartości części lotnych; wykonywane opcjonalnie na zamówienie odlewni.

Oprócz koksu do wytwarzania żeliwa stosuje się także paliwa ciekłe (głównie mazut) i gazowe (gaz ziemny). Znajdują one zastosowanie przede wszystkim podczas rozpalania żeliwiaków.

5.2.3. Topniki

Topniki to materiały, które mają za zadanie usunięcie wszelkich zanieczyszczeń niemetalicznych, wprowadzonych wraz z wsadem do pieca lub powstałych w nim. Wiążą one zanieczyszczenia i tworzą topliwy żużel, który jako lżejszy od ciekłego stopu (gęstość żużla zawiera się w przedziale 2,5÷3 g/cm³) wypływa na powierzchnię kąpeli metalowej. W ten sposób można usunąć m.in. piasek przywarty do gąsek surówki, zgorzelinę ze złomu oraz liczne tlenki metali (np.: FeO, SiO₂, MnO, P₂O₅) powstające w piecu w trakcie całego procesu metalurgicznego.

Topniki powinny spełniać szereg wymogów, takich jak:

- ❑ tworzenie łatwotopliwych związków z zanieczyszczeniami wsadu wprowadzonymi do pieca;



Rys. 5.4. Koks formowany; w tle żeliwiak

- ❑ tworzenie rzadkoplennego żużla o małej gęstości, ułatwiające jego wypływanie z kąpieli metalowej;
- ❑ związki chemiczne tworzone przez topniki nie powinny niszczyć wykładziny ogniotrwałej pieca;
- ❑ powinny być tanie i łatwo dostępne.

W procesie topienia żeliwa żużel nie odgrywa aż tak istotnej roli jak podczas wytwarzania stali, jednakże jest on czynnikiem warunkującym prawidłowość przebiegu tego procesu. Skład chemiczny żużla powinien zawierać się w odpowiednich granicach, które uzależnione są w znacznym zakresie od składu chemicznego popiołu, będącego następnym zastosowanego koksu.

Topnikami najczęściej stosowanymi w procesie metalurgii żeliwa są:

- ❑ kamień wapienny (wapień), zawierający nie mniej niż 95% CaCO_3 ; najczęściej używany topnik, którego zużycie stanowi około 30% rozchodu koksu (3÷5% wsadu metalowego pieca); wielkość kawałków kamienia wapiennego wprowadzanego do pieca nie powinna przekraczać średnicy 12 cm;
- ❑ fluoryt, zawierający powyżej 85% czystego CaF_2 stosuje się celem lepszego odsiarczenia metalu oraz zwiększenia płynności żużla; często stosowany, jako domieszka do kamienia wapiennego w stosunku 1 do 3, szczególnie dlatego, iż mieszanina taka działa silniej niż sam wapień i dlatego zmniejsza się zużycie topnika (20÷25% rozchodu koksu);
- ❑ dolomit, zawierający przeciętnie ok. 52% CaCO_3 , 43% MgCO oraz niewielkie ilości SiO_2 , Al_2O_3 i FeO , którego efektywność działania jest pośrednia pomiędzy kamieniem wapiennym a fluorytem, przy czym nie niszczy on wykładziny pieca; stosowany w postaci mieszanki z wapieniem, w której udział dolomitu wynosi 50÷60%;
- ❑ wapno hutnicze, którego główny składnik stanowi CaO , stosowane jest jako topnik przede wszystkim w piecach elektrycznych oraz do odsiarczania żeliwa poza piecami metalurgicznymi; topnik ten nie jest wykorzystywany w procesie żeliwiakowym ze względu na zbyt małą wytrzymałość mechaniczną.

5.3. Wytapianie żeliwa w żeliwiakach koksowych

Piece szybowe (żeliwiaki) odgrywają dominującą rolę w produkcji żeliwa. Obecnie wytapia się w nich około 50% tego materiału, jednakże udział ten stopniowo maleje ze względu na wysokie koszty instalacji potrzebnej do oczyszczania gazów odlotowych, powstałych ze spalania koksu, emitowanych w tych piecach.

Do głównych zalet stosowania w metalurgii żeliwa żeliwiaków zalicza się:

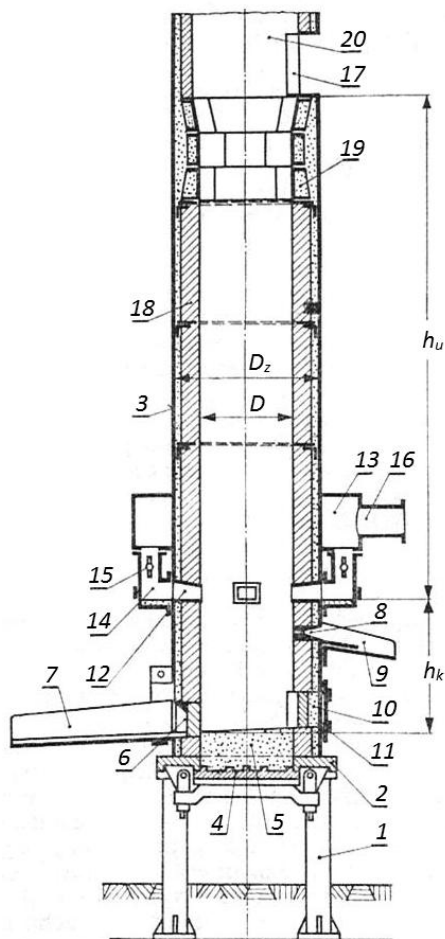
- ❑ stosunkowo dużą sprawność cieplną wynikającą z przeciwprądowego charakteru wymiany ciepła w piecu;
- ❑ możliwość wytwarzania metalu w sposób ciągły, przy jednoczesnym zapewnieniu bardzo dużej wydajności godzinowej;
- ❑ niskie koszty produkcji żeliwa;
- ❑ stosunkowo łatwą obsługę urządzenia.

Natomiast podstawowe wady wytapiania żeliwa w żeliwiakach stanowią:

- ❑ trudności w uzyskaniu wysokiej temperatury przegrzania żeliwa (np. powyżej 1500 °C), które pogłębiają się w przypadku stosowania jakichkolwiek zabiegów modyfikujących dokonywanych bezpośrednio w kadzi odlewniczej;
- ❑ trudności w zakresie otrzymywania żeliwa o dowolnym składzie chemicznym; uzyskanie stopu zawierającego mniej niż 3% lub więcej niż 3,7% węgla nie jest możliwe bez stosowania zabiegów specjalnych; podobne problemy występują podczas wytwarzania żeliw stopowych;
- ❑ trudności z dokonywaniem zmian w rodzaju wytapianego żeliwa, które związane są z wytworzeniem pewnej ilości stopu o przejściowym składzie chemicznym, często kierowanym do ponownego przetopienia;
- ❑ brak możliwości przetrzymywania ciekłego żeliwa w piecu bez występującego spadku temperatury stopu;
- ❑ zanieczyszczanie żeliwa siarką pochodzącą głównie z koksu; dodatkowo, stop może zostać zanieczyszczony tlenem i wodorem, które pochodzą z rozkładu wody, zawartej m.in. w powietrzu dmuchu.

5.3.1. Żeliwiaki z dmuchem zimnym

Typowy żeliwiak (rys. 5.5) to piec szymbowy, w którym wsad metalowy przemieszany warstwowo z koksem i topnikiem przemieszcza się w dół szybu do stref topienia i spalania, podczas gdy gorące gazy żeliwiakowe unosząc się do góry nagrzewają materiały wsadowe. Gazy te mają temperaturę początkową 1650 ÷ 2000 °C i powstają w wyniku spalania koksu w powietrzu, które wdmuchiwane jest przez dysze wykonane z żeliwa. Ciekłe żeliwo i pływający na jego powierzchni żużel gromadzą się w dolnej części pieca (tzw. kotlinie), skąd są okresowo spuszczone przez rynny spustowe. Część żeliwiaka, która znajduje się nad oknem wsadowym spełnia rolę komina i na ogół wyposażona jest w chwytacz iskier. Część żeliwiaka znajdująca się poni-



Rys. 5.5. Żeliwiak bez zbiornika: 1 - słup podporowy, 2 - płyta podstawowa, 3 - płaszcz, 4 - drzwiczki dennne, 5 - trzon, 6 - otwór spustowy żeliwa, 7 - rynna spustowa żeliwa, 8 - otwór spustowy żużla, 9 - rynna spustowa żużla, 10 - właz, 11 - otwór i drzwiczki włazowe, 12 - dysze, 13 - skrzynia powietrza, 14 - przewody kolankowe, 15 - przepustnica, 16 - przewody powietrzne, 17 - okno wsadowe, 18 - wykładzina ogniotrwała, 20 - wykładzina żeliwna, 20 - komin [107]

żej poziomu dysz, o wysokości h_k , nazywana jest kotliną, zaś część od poziomu dysz do dolnej krawędzi okna wsadowego - wysokością użyteczną h_u .

Żeliwiaki mają stosunkowo dużą sprawność cieplną oraz bardzo dużą wydajność. Wytapia się w nich żeliwo przeznaczone na odlewy maszynowe lub handlowe, stanowiące ok. 90% całej produkcji odlewów żeliwnych.

Często stosowaną odmianą żeliwiaka jest urządzenie wyposażone w zbiornik stały (rys. 5.6), w którym gromadzi się zarówno ciekłe żeliwo, jak i żużel. Korzystanie z żeliwiaka o takiej konstrukcji odznacza się szeregiem zalet, do których należy zaliczyć:

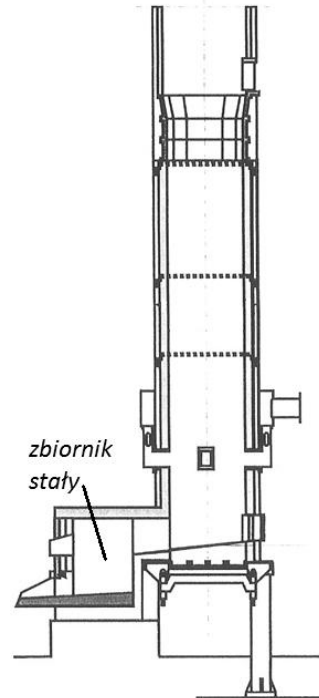
- ❑ zwiększenie jednorodności składu chemicznego żeliwa;
- ❑ zmniejszenie zawartości węgla i siarki w żeliwie;
- ❑ eliminację zalewania żużlem dysz powietrznych;
- ❑ lepsze oczyszczenie żeliwa z żużla;
- ❑ mniejszy zgar poszczególnych składników stopu.

Wytop żeliwa w piecach ze zbiornikiem stałym ma również mankamenty. Najważniejsze z nich to spadek temperatury ciekłego żeliwa (o ok. 50 °C) oraz wzrost zużycia materiałów ogniotrwałych.

W celu zwiększenia obszaru wysokich temperatur stosuje się żeliwiaki z rozdzielonym dmuchem. Przykład takiego pieca, mającego dwa rzędy dysz, pokazano na rys. 5.7. Przez dolny rząd dysz do pieca wprowadzane jest ok. 70 % dmuchu, co wystarcza do utworzenia typowej strefy spalania. Natomiast górny rząd dysz ma za zadanie dopalić powstały w piecu tlenek węgla i w efekcie rozszerzyć obszar występowania wysokich temperatur. Warunkiem powodzenia zastosowania tego rozwiązania jest automatyzacja rozdziału dmuchu na poszczególne rzędy dysz. Zaletą korzystania z tego pieca są niskie koszty inwestycji, zaś wadą konieczność naprawiania wykładziny ogniotrwałej na zwiększonej wysokości żeliwiaka.

Gazy powstające podczas wytopu żeliwa zawierają znaczne ilości CO, SO₂ oraz pyłów i dlatego muszą być odpylane w urządzeniach odpylających, które są bardziej kosztowne niż same żeliwiaki. Dla zmniejszenia zużycia wykładziny ogniotrwałej oraz dla wzrostu stabilizacji procesu wytopu stosuje się chłodzenie wodne pieca. Może ono być zrealizowane w układzie:

- ❑ wewnętrznym, gdzie wykładzina jest chłodzona przez segmenty żeliwne z zalanymi w nich węzownicami wykonanymi z rur stalowych, przez które przepływa woda chłodząca;
- ❑ zewnętrznym, w którym płaszcz pieca chłodzony jest wodą:
 - przepływającą przez skrzynię opasującą żeliwiak w strefie wysokich temperatur;
 - zraszającą płaszcz (metoda najczęściej stosowana);



Rys. 5.6. Żeliwiak ze zbiornikiem stałym [134]

- wrzącą – jest to tzw. chłodzenie wyparkowe.

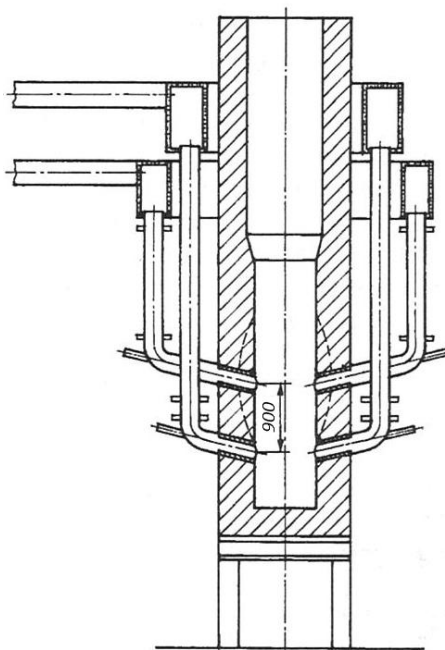
Rozchód koksu w żeliwiaku wynosi przeciętnie około 10÷16% masy wsadu metalowego. Natomiast dodatek topnika do wsadu zawiera się w przedziale 3,5÷5,5% masy wsadu metalowego.

W czasie topienia żeliwa wyodrębnia się w żeliwiaku następujące strefy (rys. 5.8):

- podgrzewania (od okna wsadowego do strefy topienia), w której wszystkie materiały wsadowe znajdujące się w stanie stałym przemieszczając się w dół podlegają nagrzewaniu; dodatkowo, w tej strefie ma miejsce utlenianie się wsadu, nasiarczanie powierzchni metalu od SO_2 pochodzącego ze spalin oraz z rozkładu kamienia wapiennego;
- topienia, w której odbywa się topienie wsadu metalowego oraz odżużlenie domieszek piasku pochodzącego z wsadu; temperatura w tej strefie osiąga wartość 1400 °C;
- przegrzania (od strefy topienia do poziomu dysz), w której krople stopu ściekając w dół przegrzewają się (temperatura w tej strefie dochodzi do 1800 °C); krople żeliwa o małej zawartości węgla nawęglają się, zaś bogate w węgiel (np. pochodzące z surówki wielkopiecowej) odwęglają się; w tej strefie ma miejsce także dalsze nasiarczanie żeliwa, utlenianie żelaza oraz jego redukcja kosztem krzemu, manganu i węgla;
- kotliny (od dysz do trzonu żeliwiaka), gdzie ma miejsce dalsze, aczkolwiek mniejsze nawęglanie i nasiarczania żeliwa; znaczna ilość Si i Mn przechodzi do żużła zwiększając zgar tych pierwiastków; temperatura ciekłego żeliwa w tej strefie ulega nieznacznemu zmniejszeniu.

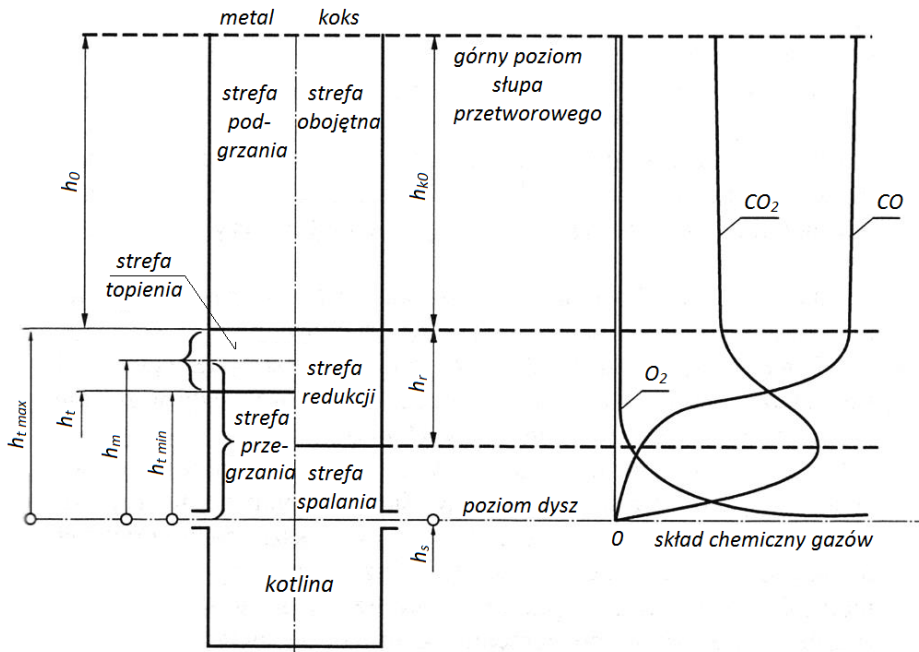
Istotnym zjawiskiem w procesie żeliwiakowym jest zgar, który nie jest jednakowy dla poszczególnych składników wsadu metalowego (zależy m.in. od konstrukcji i sposobu prowadzenia żeliwiaka). W celu otrzymania żeliwa o określonym składzie chemicznym należy poprzez odpowiednie postępowanie uwzględnić zgar każdego z pierwiastków. Przede wszystkim dotyczy to:

- węgla, którego zawartość w żeliwie zależna jest od bardzo wielu czynników i jest trudna do regulowania; zasadniczo przyjmuje się, że wsad ubogi w węgiel nawęglają się, zaś wsad bogaty w węgiel traci go wskutek utlenienia; w praktyce przemysłowej wykazano, że z wsadu zawierającego ok. 3,5% C można wytworzyć żeliwo o podobnej zawartości tego pierwiastka;



Rys. 5.7. Żeliwiak z dmuchem rozdzielonym (wtórnym dmuchem) na dwa rzędy dysz; linią kreskową zaznaczono zasięg zużycia wykładziny ogniotrwałej [105]

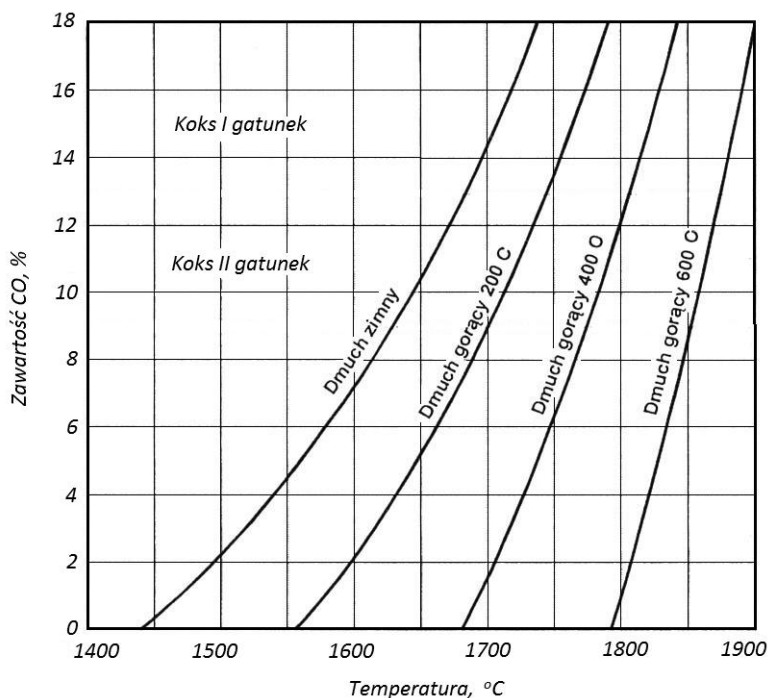
- krzemu i manganu, których zgar jest w dużej mierze zależny od ich zawartości w składnikach wsadu metalowego; nie jest zatem zalecane stosowanie wsadów (żelazokrzemu i żelazomanganu) o wysokiej zawartości Si i Mn, w miejsce których można zastosować dodawanie tych materiałów w postaci rozdrobnionej bezpośrednio na rynnę spustową lub do kadzi odlewniczej; względny zgar krzemu waha się w przedziale 10÷15%, zaś manganu w granicach 15÷20%;
- fosforu, którego ilość w trakcie procesu wytapiania żeliwa praktycznie nie ulega zmianie;
- siarki, której ilość w stopie wzrasta wskutek przejmowania jej z koksu; wzrost ten wynosi zwykle 50÷100% w stosunku do średniej zawartości siarki we wsadzie; nasiarzaniu żeliwa sprzyja stosowanie koksu dobrego oraz zwiększanie jego ilości; odsiarzanie żeliwa można przeprowadzić w kadzi odlewniczej wprowadzając do kąpieli metalu składnik tworzący trwałe i nierozpuszczalne w żelowie siarczki o małej gęstości.



Rys. 5.8. Układ stref w żeliwiaku: h_0 - strefa podgrzewania metalu do temperatury topnienia, h_t - strefa topnienia metalu, h_m - strefa przegrzewania metalu, h_s - strefa spalania, h_r - strefa redukcji, h_{ko} - strefa obojętna, h_k - wysokość kotliny, w której metal obniża swoją temperaturę w stopniu określonym; skład chemiczny gazów: O_2 , CO_2 , CO ; na podstawie [43]

5.3.2. Żeliwiaki z dmuchem podgrzewanym

Zastosowanie podgrzewania powietrza wykorzystywanego do spalania paliwa jest znane i szeroko stosowane w metalurgii od wielu lat. W efekcie podgrzewania powietrza wprowadza się do pieca określone ilości dodatkowego ciepła, powodując podwyższenie temperatury procesu.

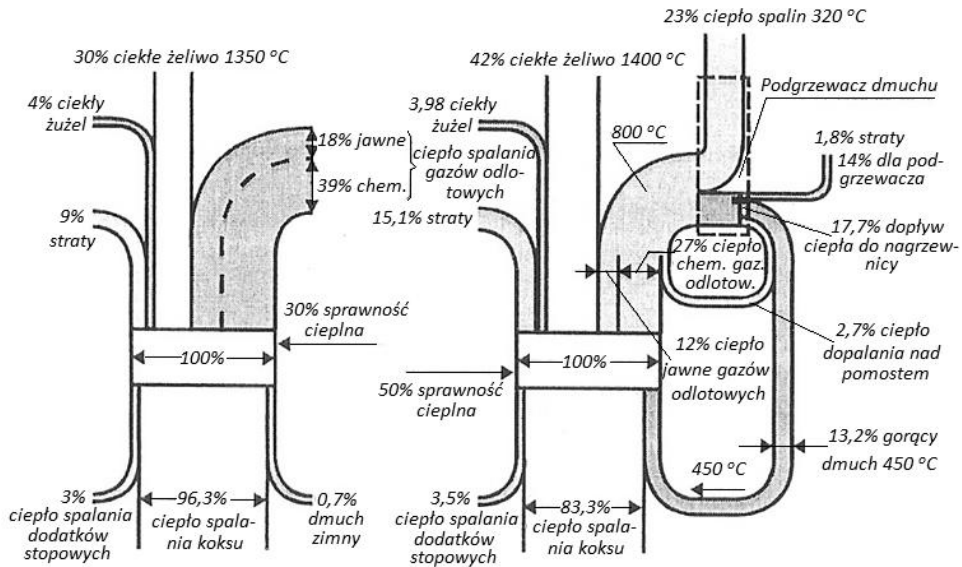


Rys. 5.9. Temperatura spalania koksu w funkcji zawartości CO₂ w gazach w strefie topienia żeliwiaka; na podstawie [134]

Temperaturę spalania koksu, w funkcji zawartości CO₂ w gazach występujących w strefie spalania można oszacować stosując diagram (rys. 5.9), który opracowano na podstawie badań doświadczalnych [116]. Analiza danych zamieszczonych na tym diagramie wykazuje, że przy prowadzeniu żeliwiaka na lepszych gatunkach koksu odlewniczego stosowanie dmucha ogrzanego w mniejszym stopniu prowadzi do podwyższenia temperatury spalania niż ma to miejsce przy gorszych gatunkach koksu. Dlatego też większość odlewni wykorzystuje koks gorszej jakości, spalany przy dmuchu podgrzanym, wskutek czego uzyskuje się efekty, które bez podgrzewania możliwe są do uzyskania tylko poprzez zwiększenie zużycia koksu dobrej jakości.

Zastosowanie żeliwiaków z dmuchem podgrzewanym przynosi określone korzyści, do których zalicza się:

- podwyższenie sprawności cieplnej procesu z 30 do 50% (rys. 5.10);
- zwiększenie wydajności żeliwiaka;
- zmniejszenie ilości koksu, prowadzące m.in. do obniżenia nasiarczania żeliwa;
- nieco zwiększone nawęglanie stopu wynikające z wyższej temperatury procesu;
- mniejszy zgar żelaza, gdyż proces jest słabo utleniający;
- możliwość korzystania z gorszego (tańszego) koksu;
- możliwość stosowania mniejszych ilości surówki;
- łatwiejszą stabilizację procesu, prowadzącą w efekcie do zmniejszenia kosztów produkcji.



Rys. 5.10. Wykres Sankeya bilansu cieplnego żeliwiaka: z zimnym dmuchem (po lewej) oraz z dmuchem podgrzany do temperatury 450 °C (po prawej); na podstawie [134]

W praktyce rozróżnia się trzy grupy konstrukcji żeliwiaków z dmuchem podgrzewanym, które różnią się sposobem ogrzewania powietrza. Mianowicie, uwzględnia się podgrzewanie w:

- ❑ nagrzewnicach kosztem paliwa obcego;
- ❑ rekuperatorach ciepłem jawnym gazów żeliwiakowych;
- ❑ rekuperatorach ciepłem jawnym i utajonym gazów żeliwiakowych (metoda najbardziej ekonomiczna).

Piece, w których stosuje się metodę ogrzewania powietrza w nagrzewnicach wykorzystywane są głównie w krajach dysponujących tanim paliwem ciekłym (ropą naftową). W takim przypadku proces podgrzewania dmuchu jest szybki (3 do 5 min) i prosty do sterowania. Stosowany jest on przede wszystkim w żeliwiakach mniejszych (przy średnicy użytkowej pieca mniejszej od 800 mm) oraz w żeliwiakach większych, pracujących w sposób okresowy (do 5 godzin na dobę). Jednak koszty eksploatacyjne takich pieców są większe niż w przypadku wykorzystywania metod bazujących na odzyskiwaniu ciepła ze spalin.

Praca rekuperatorów instalowanych przy żeliwiakach jest utrudniona przez osadzające się pyły, które są trudnouslywalne, powodują szybkie niszczenie urządzenia i przede wszystkim pogarszają odzysk ciepła. Spośród wielu konstrukcji rekuperatorów wykorzystywanych do podgrzewania powietrza na uwagę zasługują:

- ❑ rekuperator rurowy, z możliwością oczyszczania rury, przez którą przepływają gorące spaliny;
- ❑ rekuperator radiacyjny, zbudowany z dwóch rur współosiowych, które dają się w łatwy sposób oczyszczać;
- ❑ rekuperator spiralny, pracujący w przeciwnym kierunku;

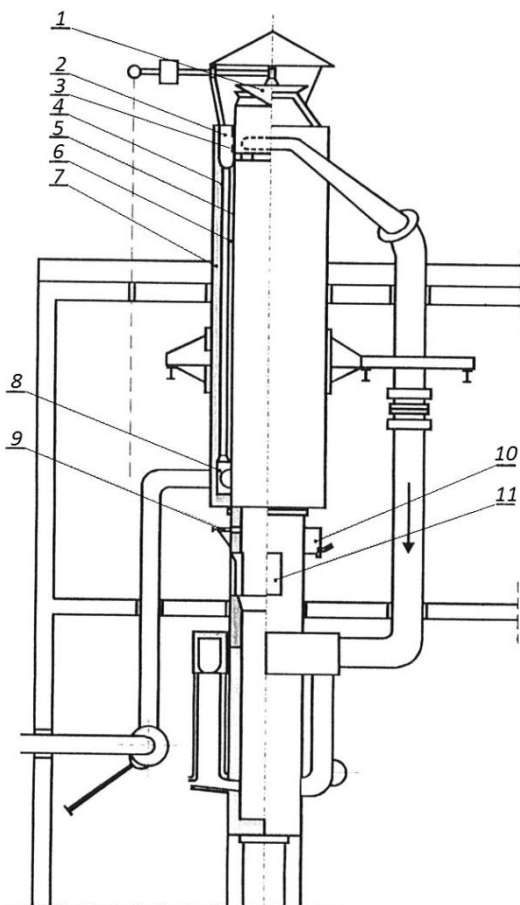
- rekuperator kombinowany (np. radiacyjny i spiralny), umożliwiający podgrzanie powietrza nawet do temperatury około 700 °C.

W warunkach przemysłowych (szczególnie przy żeliwiakach małych i średnich) powszechne zastosowanie znajduje rekuperator radiacyjny (rys. 5.11), zaliczany do grupy rekuperatorów kominowych. Jego nazwa wywodzi się stąd, iż spaliny wchodzące do tego urządzenia – mające wysoką temperaturę (rzędu 1000 ÷ 1100 °C) i duży współczynnik promieniowania cieplnego – oddają ciepło rurze wewnętrznej głównie poprzez promieniowanie (radiację). Natomiast przejmowanie ciepła przez powietrze przechodzące przez szczelinę między walczkami odbywa się wyłącznie w drodze konwekcji (unoszenia). W rekuperatorze tego typu można podgrzać dmuch do temperatury 300 ÷ 400 °C, przy sprawności cieplnej urządzenia wynoszącej 30 ÷ 40%.

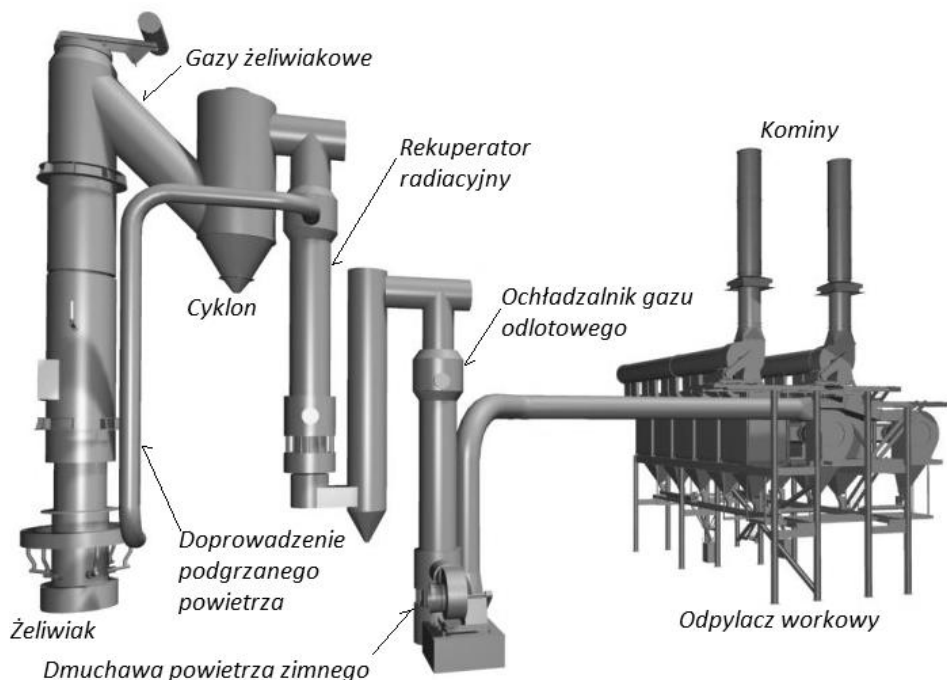
Na kolejnym rys. 5.12 przedstawiono nowoczesną instalację służącą do wychwytywania, oczyszczenia i chłodzenia (nagrzewania dmuchu) gazów żeliwiaka.

Wychwytywanie gazów można zrealizować za pomocą dwóch metod, tj.:

- odprowadzenia gazów powyżej otworu wsadowego (rys. 5.12), co pozwala na istotny dopływ powietrza zapobiegającego emisji gazów z tego obszaru; objętość powietrza dodatkowego może być wielokrotnie większa od strumienia gazów żeliwiakowych i ma istotny wpływ na wielkość i koszt układu wychwytyjącego;
- odprowadzenia gazów poniżej poziomu otworu wsadowego, gdzie gazy żeliwiakowe ujmowane są w specjalny pierścień; w tym przypadku nie ma potrzeby wprowadzania dodatkowego powietrza, ale system kontroli musi być wystarczająco czuły podczas zmian szybkości dmuchu w żeliwiaku (za małą szybkość odprowadzania gazów może spowodować emisję gazów nie podlegających oczyszczaniu, zaś za duża



Rys. 5.11. Żeliwiak wyposażony w kominowy rekuperator radiacyjny (współprądowy): 1 - dzwon do regulacji ciągu, 2 - skrzynia zbiorcza dmuchu gorącego, 3 - połączenie dylatacyjne, 4 i 5 - wewnętrzny i zewnętrzny walec rekuperatora, 6 - uźbrowanie walca wewnętrznego, 7 - izolacja, 8 - skrzynia zbiorcza dmuchu zimnego, 9 - panik, 10 - otwór wlotowy, 11 - otwór wsadowy [134]



Rys. 5.12. Żeliwiak wraz z instalacją służącą do wychwytywania, oczyszczania i chłodzenia gazów żeliwowych; na podstawie [61]

przedostanie się do instalacji powietrza i doprowadzenie do spalania i przegrzania się gazów).

Po wychwyceniu gazy powinny być ochłodzone w sposób uzależniony od zastosowanego systemu odpylania. W przypadku żeliwiaków z dmuchem podgrzewanym ciepło odzyskane z ochładzania gazów jest wykorzystywane do podgrzania powietrza wprowadzanego do pieca. Możliwe jest zastosowanie w tym celu kilku sposobów ochładzania gazów, np. przy pomocy omówionych uprzednio rekuperatorów (ochładzalników) rurowych. Z nowszych metod wykorzystywanych w tym zakresie można wymienić zastosowanie wymienników ciepła olej/gaz (wymagany jest wtórny system chłodzenia wymiennika, realizowany przez obieg oleju mineralnego) oraz nasycanie wodą (gazy chłodzone są przez parowanie wody wtryskiwanej do strumienia gazów).

Do oczyszczania gazów z cząstek stałych zanieczyszczeń stosuje się urządzenia wychwytyjące różnych typów. Proces ten może być zrealizowany na mokro (niższe koszty inwestycyjne, ale większe zapotrzebowanie na energię) lub na sucho (większe koszty inwestycyjne, mniejsze zużycie energii i możliwość zawrócenia suchego pyłu do żeliwiaka). W zakresie suchych systemów odpylania powszechnie wykorzystywane są:

- multicyklony, służące do zatrzymywania pyłów gruboziarnistych i zapobiegające żarzeniu się cząstek koksu; skuteczność wychwytywania pyłu przez cyklony nie jest wystarczająca w świetle obecnie obowiązujących przepisów i dlatego urządzenia te stosuje się w połączeniu z innymi metodami odpylania;

- ❑ filtry workowe, które są szczególnie przydatne, gdy gazy zostaną dopalone przed odpylaniem (nie ma wówczas problemów z osadzaniem się materiałów zawierających węgiel oraz nie ma zagrożenia pożarowego); dobrze zaprojektowane filtry workowe pozwalają na wychwytywanie cząstek dymów metalurgicznych, np. ZnO;
- ❑ elektrofiltry, które są najbardziej przydatne w ustabilizowanych warunkach pracy, występujących np. w długokampanijnych żeliwiakach; ten system nie jest zbyt popularny w odlewniach europejskich.

5.3.3. Żeliwiaki z dmuchem wzbogaconym w tlen

Do spalania paliwa niezbędny jest tlen dostarczany z powietrzem, którego pozostałą część (ok. 79%) stanowi niepotrzebny balast (azot, argon i inne) zabierający ciepło. Dążąc do intensyfikacji procesu żeliwiakowego zaczęto więc wzbogacać powietrze dmuchu w tlen, osiągając tym samym szereg korzyści, z których na uwagę zasługują:

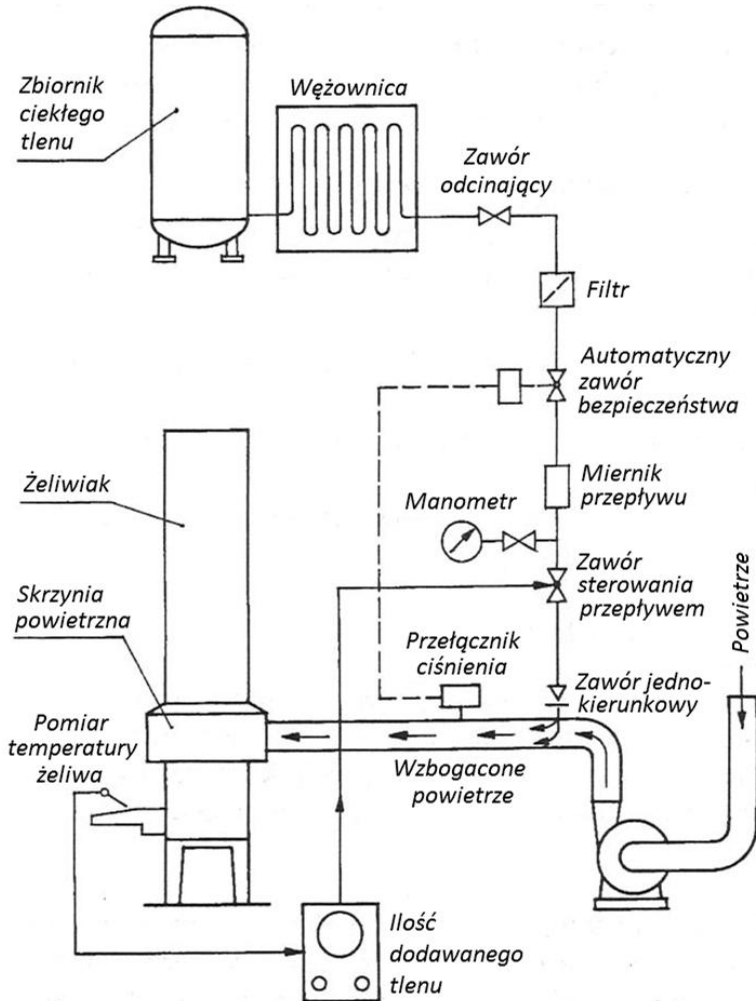
- ❑ łatwa regulacja wydajności żeliwiaka oraz temperatury przegrzania żeliwa, osiągana przez zmianę stężenia tlenu w powietrzu dmuchu;
- ❑ szybka i skuteczna regulacja biegu pieca po wystąpieniu zaburzenia (np. w efekcie braku dopływu powietrza dmuchu, czy zawieszenia się wsadu), uzyskiwana przez zmianę ilości dopływającego tlenu;
- ❑ zmniejszenie zużycia koksu (przy tej samej temperaturze przegrzania żeliwa), prowadzące do mniejszego nasiarczenia stopu;
- ❑ możliwość stosowania gorszych gatunków koksu;
- ❑ zmniejszenie zgaru żelaza, krzemu i manganu.

Ciekły tlen dostarczany jest do odlewni cysternami i przelewany do zbiorników, z których doprowadzany jest do żeliwiaka przez rozprężalnię. Przykładowy schemat sposobu doprowadzenia tlenu do dmuchu wraz z układem służącym do sterowania temperaturą żeliwa przedstawiono na rys. 5.13.

Ustalono, iż najbardziej efektywnie proces żeliwiakowy przebiega przy stosowaniu dmuchu, w którym ilość tlenu zwiększono z 21% do 23÷25%. Testowano przy tym różne sposoby wprowadzania dodatkowej porcji tlenu, takie jak [105]:

- ❑ uzupełnienie tlenu w rurociągu dmuchu, doprowadzanego do dolnego rzędu dysz;
- ❑ wdmuchiwanie lancą w głąb dyszy z różnymi prędkościami, w tym naddźwiękowymi (liczba Macha < 2);
- ❑ wdmuchiwanie lancą w głąb kotliny poniżej poziomu dysz.

Najwyższe temperatury żeliwa uzyskiwano stosując metodę trzecią, czemu jednak towarzyszyło znaczne wypalenie składników metalicznych. Dlatego też ostatecznie za najlepszą metodę wzbogacania dmuchu w tlen uznano wdmuchiwanie go w głąb dyszy z bardzo dużymi prędkościami, co gwarantowało uzyskanie równomiernego rozkładu temperatury w strefie spalania. Stwierdzono także, że każdy dodatkowy 1% tlenu powoduje wzrost temperatury żeliwa o ok. 10 °C. Zatem zmiana zawartości tlenu w dmuchu jest doskonałym parametrem służącym do dokładnego sterowania temperaturą żeliwa wytwarzanego w żeliwiaku.



Rys. 5.13. Żeliwiak z dmuchem wzbogaconym w tlen wraz z układem sterowania temperaturą żeliwa przez zmiany ilości dodawanego tlenu [105]

5.4. Wytapianie żeliwa w piecach na paliwo ciekłe i gazowe

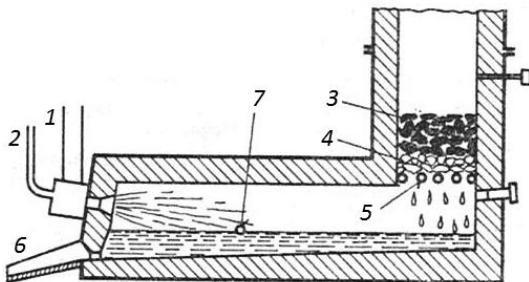
Piece, w których prowadzi się wytop żeliwa, a źródłem ciepła jest ciepło spalania paliw ciekłych i gazowych dzielą się na piece trzonowe (płomienniaki), szybowe oraz tyglowe. Do wytworzenia strumienia gorących spalin wykorzystywane są palniki o rozmiarach odpowiednich do wymaganej temperatury oraz długości płomienia.

5.4.1. Piece trzonowe

Piece trzonowe stosowane do wytopu żeliwa mogą mieć różną konstrukcję. Zaliczane są do nich piece stałe, obrotowe i przechylne, jak również piece bez odzysku cie-

pła lub z jego odzyskiem. Piece te stosowane są przede wszystkim wtedy, gdy zapewniona ma być możliwość:

- ❑ przetapiania bardzo grubego złomu;
- ❑ otrzymywania dużych ilości stopu o jednakowym składzie chemicznym;
- ❑ kontroli i regulacji składu chemicznego wytwarzanego żeliwa;
- ❑ otrzymywania stopu o małej zawartości węgla;
- ❑ stosowania gorszych gatunków paliwa;
- ❑ użytkowania gorszych gatunków wsadu metalowego, takich jak wióry metalowe;
- ❑ wytwarzania dużych ilości żeliwa stopowego o jednakowym składzie chemicznym.



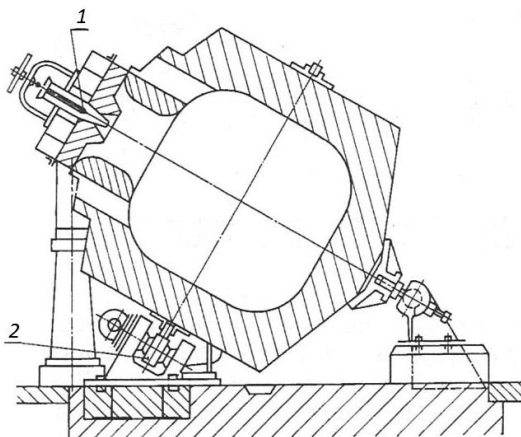
Rys. 5.14. Piec szybowo-płomienny Flavena: 1 - powietrze, 2 - paliwo ciekłe lub gazowe, 3 - wsad metalowy, 4 - koks, 5 - ruszt chłodzony wodą, 6 - rynnka spustowa do metalu, 7 - otwór spustowy do żużla [107]

Klasycznymi piecami płomiennymi są tzw. płomienniaki, z których wybrany (piec szybowo-płomienny Flavena) pokazano na rys. 5.14. W urządzeniu tym metal styka się bezpośrednio z płomieniem lub ze spalinami, a nie styka się z paliwem. Spaliny mającej wysoką temperaturę wytwarzane są w wyniku spalania paliwa w palnikach. Zalety takiego wytopu żeliwa stanowią (oprócz wymienionych powyżej) łatwość regulacji składu chemicznego żeliwa oraz mniejszy stopień nasiarczenia stopu niż w klasycznym procesie żeliwiakowym. Proces ten nie jest jednak pozbawiony wad, do których należy zaliczyć: małą sprawność cieplną (do 20%), duże zużycie paliwa oraz znaczny zgar metalu (do 10%).

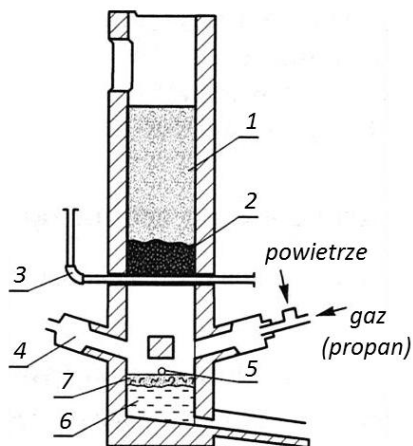
Lepszą wymianę ciepła między wsadem a spalinami osiąga się w piecach obrotowych, w których sprawność cieplna procesu wzrasta do 25%. Piece te stosowane są bardzo często do wytopu żeliwa ze złomu. Wyróżnia się przy tym piece wykonujące ruch obrotowy lub wahliwy wokół osi, czyli tzw. piece bębnowe, oraz piece z osią ukośną, których budowa zbliżona jest do konwertorów. Przykład pieca obrotowego pokazano na rys. 5.15.

5.4.2. Piece szybowe gazowe

Pieca szybowe gazowe (żeliwiaki bezkoksowe) stanowią istotny postęp w technologii wytwarzania żeliwa. W tym przypadku źródłem ciepła jest gaz spalany w palnikach, które znajdują się w miejscu dysz. Na ogół paliwem jest tutaj mieszanka propan - butan lub gaz ziemny.



Rys. 5.15. Piec płomienny obrotowy z ukośną osią obrotu: 1 - palnik, 2 - układ napędu [36]



Rys. 5.16. Schemat żeliwiaka bezkoksowego: 1 - wsad metalowy, 2 - podłoże ceramiczne, 3 - ruszt, 4 - palniki, 5 - inżektor, 6 - ciekły metal, 7 - żużel [43]

Ważną zaletą żeliwiaka bezkoksowego (rys. 5.17) jest brak nasiarczania metalu w piecu. Nawęglanie żeliwa odbywa się w tym procesie kosztem pyłu węglowego, który wdmuchiwany jest za pomocą inżektora umieszczonego pomiędzy otworem żużlowym a palnikami (rys. 5.16).

Sprawność cieplna pieców szybowych gazowych wynosi 50÷55% i jest znacznie większa niż sprawność klasycznego żeliwiaka koksowego. Poza tym stosowanie pieca tego typu odznacza się innymi korzyściami związanymi z ochroną środowiska. Mianowicie, spalanie gazu ziemnego (w miejsce koksu) ma następujące konsekwencje dla gazu żeliwiakowego (w porównaniu do typowych żeliwiaków z dmuchem zimnym) [43]:

- ❑ zmniejszoną emisję pyłu (0,8 kg/t wsadu zamiast 10÷15 kg/t);
- ❑ brak CO i SO₂ oraz mniejszą ilość CO₂ (120 kg/t wsadu metalowego zamiast 450 kg/t);
- ❑ mniejszą ilość wytwarzanych gazów odlotowych (495 m³/t wsadu zamiast 770 m³/t), dzięki czemu rozmiary urządzeń odpylających ulegają znacznej redukcji.

Dodatkowo, w procesie tym wykorzystywane są kule ceramiczne, które wspierając się na ruszcie wykonanym z rur chłodzonych wodą utrzymują na sobie wsad metalowy wraz z topnikiem (rys. 5.16). Krople stopu spływają w dół po warstwie kul, przegrzewają się i gromadzą w kotlinie. Ze względu na ograniczoną trwałość kul temperaturę przegrzania żeliwa ogranicza się do ok. 1400 °C. W żeliwiaku bezkoksowym panuje atmosfera utleniająca, która przy stosunkowo niskiej temperaturze płomienia powoduje zwiększoną intensywność utleniania żeliwa. Ogranicza to korzystanie ze złomu stalowego, którego udział we wsadzie metalowym nie przekracza na ogół 20%. Ponadto, ze względu na dużą skłonność do tworzenia "zawisów" w szybie pieca wsad metalowy powinien być dobrany pod względem wymiarów i kształtu jego kawałków.



Rys. 5.17. Żeliwiak gazowy (bezkoksowy) (LPG), o wydajności 10 ton na godzinę [139]

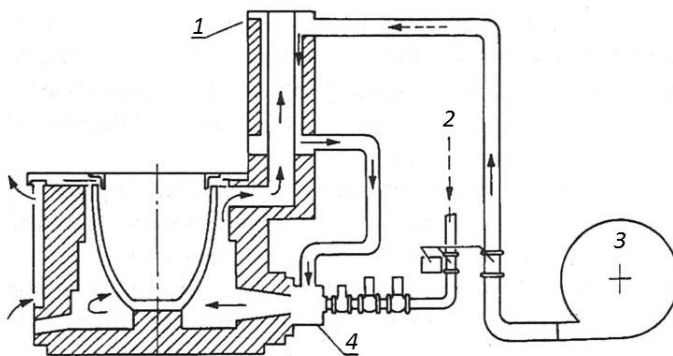
5.4.3. Piece tyglowe

W piecach tyglowych (rzadko stosowanych w metalurgii żeliwa) wsad umieszczany jest w tyglu metalowym lub ceramicznym, którego ścianki ogrzewane są z zewnątrz ciepłem spalin. Wymiana ciepła w urządzeniach tego typu jest zatem utrudniona przez ścianki tygla, w efekcie czego sprawność cieplna pieca wynosi zaledwie 2÷7%. Sprawność tę można zwiększyć (nawet do 20%) poprzez rekuperację ciepła ze spalin opuszczających przestrzeń roboczą urządzenia.

Przykładowy piec tyglowy opalany gazem pokazano na rys. 5.18. Palnik umieszczono w dolnej części pieca tak, by przestrzeń między ścianami pieca a tygłem tworzyła komorę spalania, z której strumień spalin przepływa wąską szczeliną wzdłuż ścianek tygla. Spaliny wychodzące z pieca nagrzewają w umieszczonym u góry rekuperatorze powietrze, które następnie doprowadzane jest do palnika.

Palniki stosowane w piecach tyglowych muszą być wyposażone w system automatycznego zapalania oraz w system zabezpieczający przed gaśnięciem. Dla sterowania temperaturą pieca wyposaża się w układy automatycznej regulacji z czujnikami temperatury, mierzącymi temperaturę ciekłego stopu.

Rys. 5.18. Tyglowy piec gazowy z rekuperatorem: 1 - rekuperator, 2 - gaz, 3 - dmuchawa, 4 - palnik z systemem zabezpieczeń przed gaśnięciem i automatem zapalającym [105]



5.5. Wytapianie żeliwa w piecach elektrycznych

Piecy elektryczne są szeroko stosowane w produkcji żeliwa, ale ich instalacja jest uzasadniona wówczas, gdy:

- koszty uzyskania ciekłego stopu (warunkowane ceną energii elektrycznej) są na tyle niskie by proces wytopu żeliwa był opłacalny;
- skład chemiczny stopu wyklucza możliwość zastosowania innych, tańszych w eksploatacji pieców;
- istnieje możliwość wykorzystania surowców bezużytecznych w innych procesach wytapiania żeliwa.

Do zasadniczych zalet stosowania pieców elektrycznych zalicza się:

- łatwość uzyskiwania założonego składu chemicznego stopu;
- możliwość wysokiego przegrzania żeliwa, osiąganego w stosunkowo krótkim czasie;

- ❑ łatwość przetrzymywania ciekłego stopu o określonej temperaturze przez długi czas;
- ❑ prostotę nawęglania stopu, pozwalającą na wykorzystanie jako wsadu taniego złomu stalowego;
- ❑ ograniczoną ilość zanieczyszczeń (brak nasiarczania i utleniania stopu);
- ❑ elastyczność technologiczną, pozwalającą na szybką zmianę gatunku wytapianego żeliwa;
- ❑ niską emisję do atmosfery szkodliwych gazów.

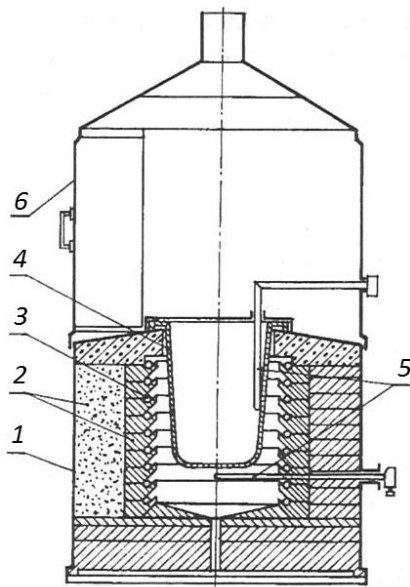
Główną wadą procesów wytapiania żeliwa w piecach elektrycznych (w porównaniu do żeliwiaków) był do niedawna wysoki koszt inwestycyjny, któremu towarzyszyła mała wydajność godzinowa. Jednakże konieczność intensyfikacji procesu żeliwiakowego (stosowanie urządzeń do podgrzewania lub wzbogacania dmuchu) oraz oczyszczania gazów żeliwiakowych (instalacje oczyszczające i odpylające) spowodowała wzrost kosztów inwestycyjnych nowoczesnych instalacji żeliwiakowych. W efekcie takiego stanu rzeczy wytapianie żeliwa w piecach elektrycznych zyskuje ostatnio na popularności.

W odlewnictwie żeliwa aktualnie stosowane są piece oporowe, łukowe, indukcyjne oraz w tzw. technologiach wysokich piece plazmowe i elektronowe. Pojemność pieców jest różna i waha się od kilku kilogramów do kilkuset ton.

5.5.1. Piece oporowe

Najpopularniejsze piece oporowe stanowią piece tyglowe, z których przykładowy pokazano na rys. 5.19. W urządzeniu tym elementy grzejne, rozmieszczone na ścianach pieca, przekazują przez promieniowanie ciepło na ścianki tygla. W odlewniach żeliwa ze względu na wysoką temperaturę, wykorzystuje się przede wszystkim piece wyposażone w węglowo - grafitowe elementy grzejne, wytrzymujące temperaturę do 3000 °C. Materiał ten ma niewielką wytrzymałość na zgniatanie (szczególnie w wysokich temperaturach), co rzutuje na ograniczenie wymiarów elementów.

Piece oporowe charakteryzują się dużą energochłonnością, a czas wytopu żeliwa jest stosunkowo długi. Jednakże mają one tę zaletę, iż atmosfera pieca jest słabo redukcyjna, co w konsekwencji daje bardzo mały zgar metalu (do 1%). Dlatego też stosuje się je w odlewniach (zwłaszcza precyzyjnych) przy produkcji wysokostopowych odlewów, gdzie proces topienia oporowego staje się opłacalny z powodu mniejszych strat dodatków stopowych.



Rys. 5.19. Piec elektryczny oporowy tyglowy: 1 - pancierz pieca, 2 - wymurówka izolacyjna i ogniotrwała, 3 - elementy grzejne, 4 - tygiel, 5 - termoelementy układ regulacji, 6 - układ odciążu par metali [105]

5.5.2. Piece łukowe

Piece łukowe stosowane są przede wszystkim do wytopu stali oraz staliwa i dlatego zostały one szczegółowo scharakteryzowane w rozdziale 4.5.1. Jednakże piece te są także czasami wykorzystywane w produkcji wysokowytrzymałych gatunków żeliwa. Możliwe jest zastosowanie w tym zakresie następujących procesów:

- ❑ wprowadzania do pieca łukowego ciekłego wsadu, pochodzącego bezpośrednio z wielkiego pieca;
- ❑ duplex, w którym piec łukowy współpracuje z żeliwiakiem dostarczającym ciekły wsad o stosunkowo niskiej temperaturze;
- ❑ wytapiania żeliwa z wsadu stałego;
- ❑ uzyskiwania żeliwa poprzez roztopianie złomu stalowego i następne nawęglanie kąpieli metalowej; inne pierwiastki (poza węglem) wprowadza się pod postacią żelazostopów.

Wytapianie żeliwa z wsadu stałego oraz wytwarzanie żeliwa syntetycznego wymaga przeprowadzenia całego procesu wytopu, składającego się z trzech etapów, tj.: załadowania pieca, topienia metalu, przegrzewania i wykańczania ciekłego stopu. Natomiast wprowadzenie do pieca łukowego wsadu ciekłego sprowadza proces wytopu wyłącznie do korekty składu chemicznego oraz odpowiedniego przegrzania stopu.

Przebieg procesu wytopu żeliwa ze złomu stalowego jest następujący. Na trzon pieca układa się gruby złom, który przysypuje się złomem drobniejszym, zmieszany z nawęglaczem (koks, węgiel drzewny, złom elektrodowy) i topnikiem (kamień wapienny). Po roztopieniu wsadu przegrzewa się kąpiel metalu, usuwa żużel, dodaje na powierzchnię pozostałą część nawęglacza i miesza ciekły stop. Po zakończeniu nawęglania wprowadza się do kąpieli metalu określoną ilość żelazostopów w kawałkach (żelazokrzem, żelazomangan itp.), a następnie po przegrzaniu do określonej temperatury przeprowadza się spust żeliwa. Zużycie nawęglacza w tak prowadzonym procesie wynosi 5÷10% masy złomu stalowego.

Podczas wytapiania żeliwa ze złomu żeliwnego i surówki zmniejszeniu ulega zużycie energii elektrycznej oraz elektrod, a zwiększa się wydajność pieca. W procesie tym do wsadu dodaje się 0,3÷0,4% nawęglacza celem skompensowania zgaru węgla w trakcie topienia. W przypadku, gdy występuje potrzeba wytopu żeliwa o mniejszej zawartości węgla to do wsadu wprowadza się określoną ilość złomu stalowego. Można też zastosować świeżenie węgla (ewentualnie innego składnika), wiążąc go poprzez reakcję chemiczną z tlenem. Operację świeżenia przeprowadza się poprzez:

- ❑ przedmuchiwanie kąpieli metalu powietrzem lub czystym tlenem;
- ❑ zwiększenie zawartości tlenu żelaza w żużlu, w następstwie dodania do kąpieli żelaziny lub rudy żelaza.

Po świeżeniu w końcowej fazie wytopu należy przeprowadzić odtlenienie i rafinację żeliwa. W tym celu wprowadza się do kąpieli metalowej odtleniacze (żelazokrzem lub aluminium).

5.5.3. Piece indukcyjne

Piece indukcyjne stosowane do wytapiania żeliwa można podzielić na:

- ❑ piece indukcyjne tyglowe (tzw. bezrdzeniowe), zasilane prądem średniej (500 ÷ 10000 Hz), małej (150 ÷ 450 Hz) i sieciowej (50 lub 60 Hz) częstotliwości;
- ❑ piece indukcyjne kanałowe (tzw. rdzeniowe), zasilane prądem o częstotliwości sieciowej.

Zasadę działania pieca indukcyjnego tyglowego (rys. 4.22) omówiono w rozdziale 4.5.2. Charakter pracy takiego urządzenia polega na indukowaniu przez zmienne pole magnetyczne we wsadzie prądów wirowych, nagrzewających metal.

Główną zaletą pieca indukcyjnego tyglowego jest mieszanie kąpeli, będące skutkiem ruchu metalu, którego intensywność wzrasta wraz ze spadkiem częstotliwości prądu zasilającego. W przypadku pieców zasilanych prądem sieciowym ruch ten jest tak intensywny, że tworzy się głęboki menisk wklęsły w kąpeli metalowej. Ponadto, występuje wówczas szybkie wciąganie w głąb kąpeli lekkich elementów wsadu oraz dodatków zasypywanych na powierzchnię, co prowadzi do zwiększenia prędkości wytapiania stopu. Z drugiej strony wzrost prędkości ruchu metalu przyspiesza zużywanie się wykładziny tygla.

Dążąc do polepszenia regulacji przebiegu wytopu zaczęto stosować w piecach tyglowych trzysegmentowe cewki wzbudnika, które mogą być włączane (wyłączane) w dowolnym momencie procesu. Takie rozwiązanie konstrukcyjne powoduje, iż praca pieca jest bardziej elastyczna. Można np. wykorzystać górną cewkę jako chłodnicę w przypadku niecałkowitego wypełnienia tygla, zmniejszając w ten sposób zużycie wyłożenia pieca.

Zestawienie ważniejszych cech pieców indukcyjnych tyglowych przedstawia się w sposób następujący:

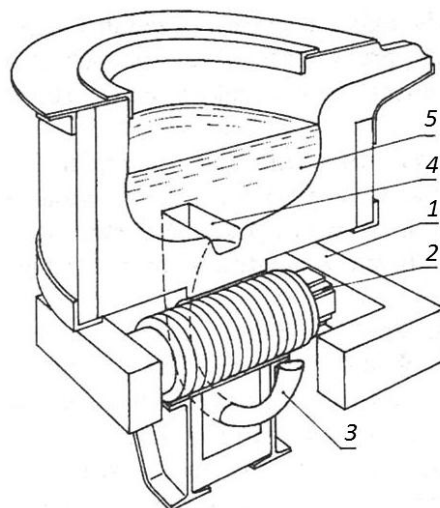
- ❑ temperatura żuźla jest znacznie niższa od temperatury metalu (skutek słabej indukcji magnetycznej i małego przewodnictwa cieplnego żuźla); stanowi to poważne ograniczenie w intensyfikowaniu procesów metalurgicznych prowadzonych w tych piecach;
- ❑ występuje zjawisko samoistnego mieszania metalu, które jest korzystne ponieważ powoduje: ujednorodnienie kąpeli metalu (pod względem temperatury oraz składu chemicznego), przyspieszenie reakcji zachodzących między metalem a żużlem oraz polepszenie odgazowania kąpeli metalowej;
- ❑ mały zgar składników wsadu umożliwia wytwarzanie stopów, w skład których wchodzi bardzo drogie pierwiastki;
- ❑ istnieje możliwość całkowitego opróżnienia pieca po każdym wytopie, co ułatwia zmianę składu chemicznego wytwarzanego stopu;
- ❑ sprawność cieplna procesu zwiększa się wraz z pojemnością tygla i wynosi:
 - 60÷75% podczas topienia wsadu;
 - 60÷95% w okresie przegrzewania stopu.

Piec indukcyjny kanałowy pokazano na rys. 5.20. W tym przypadku rolę uzwojenia wtórnego pełni metal, który wypełnia kanał okrężający uzwojenie pierwotne nawinięte

na rdzeń. Kanały w piecu wykonywane są jako pojedyncze (typ U) lub podwójne (typ W), przy czym w zależności od wielkości pieca i jego przeznaczenia stosuje się od 1 do 8 kanałów.

Cechą charakterystyczną prowadzenia wytopu w piecu rdzeniowym jest konieczność zalania kanału przed pierwszym wytopem. Natomiast w celu przeprowadzenia kolejnych wytopów w piecu pozostawia się część ciekłego metalu (zwykle 20÷25% objętości wytopu) wypełniając komorę do poziomu nieco powyżej ujścia kanału do zbiornika.

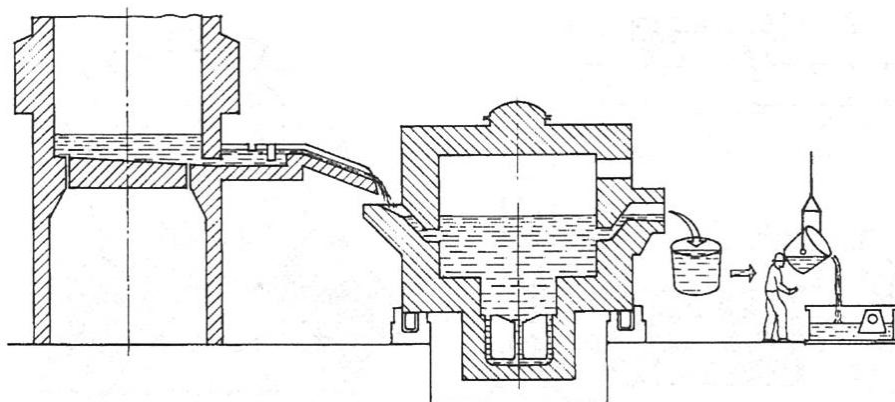
W piecach kanałowych także występuje zjawisko samoczynnego mieszania kąpieli metalowej, które jest jednak znacznie mniej intensywne niż w piecu bezrdzeniowym. Mniejsza jest także wydajność godzinowa tych urządzeń. Wymienione względy powodują, że pomimo wysokiej sprawności cieplnej (65÷80%) piece te są rzadko stosowane do wytopu żeliwa z wsadu stałego. Natomiast znajdują one szerokie zastosowanie jako zbiorniki i mieszalniki żeliwa, wytopionego w żeliwiakach lub w indukcyjnych piecach tyglowych.



Rys. 5.20. Wytop żeliwa w piecu indukcyjnym kanałowym (po lewej) oraz przekrój przez induktor tego pieca (po prawej), gdzie: 1 - rdzeń induktora, 2 - cewka, 3 - kanał wypełniony metalem tworzący tzw. uzwojenie wtórne, 4 - połączenie ze zbiornikiem pieca, 5 - ciekły metal; na podstawie [4, 97]

Piece indukcyjne kanałowe często stosowane są w układzie duplex, z żeliwiakami (rys. 5.21). Korzystanie z takiego systemu odznacza się szeregiem korzyści, do których zalicza się:

- ujednorodnienie składu chemicznego żeliwa;
- podwyższenie temperatury przegrzania ciekłego stopu;
- znaczące zmniejszenie zużycia koksu; możliwość zmniejszenia zawartości siarki w żeliwie;
- likwidację nadmiaru złomu obiegowego.



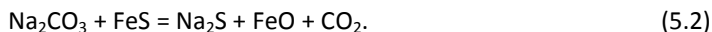
Rys. 5.21. Wytwarzanie żeliwa w układzie duplex: żeliwiak - piec indukcyjny kanałowy [105]

5.6. Obróbka pozapiecowa ciekłego żeliwa

Żeliwo wytopione w piecu nie zawsze ma pożądane cechy użytkowe, w związku z czym poddawane jest ono procesom obróbki pozapiecowej, mającej na celu poprawę właściwości oraz ich stabilizację. Do najczęściej stosowanych w tym zakresie czynności należą: odsiarczanie, nawęglanie, usuwanie gazów, oczyszczanie z wtrąceń niemetalicznych, uzupełnianie składu chemicznego, modyfikacja, sferoidyzacja i wermikularyzacja.

Odsiarczanie i nawęglanie żeliwa

Zabieg odsiarczania jest szczególnie istotny w przypadku żeliwa wytwarzanego w żeliwiaku, gdzie jest ono mocno nasiarczone siarką pochodzącą z koksu. Najczęściej polega on na wprowadzeniu CaC_2 i CaO do ciekłego żeliwa lub sody Na_2CO_3 bezpośrednio do kadzi odlewniczej lub na rynnę spustową. Zachodzą wówczas następujące reakcje:



Wytworzone w efekcie powyższych reakcji C oraz FeO przechodzą do kąpeli metalowej, zaś pozostałe produkty trafiają do żużla lub uchodzą z gazami.

Zabieg nawęglania prowadzi się za pomocą koksiку, pyłu węglowego lub złomu elektrod, które wprowadzane są do pieca lub kadzi. Stosowane jest także dodawanie węgla o wysokiej czystości (grafitu) do kadzi odlewniczej lub na rynnę spustową. Podczas nawęglania bardzo ważne jest prawidłowe wymieszanie wprowadzonych dodatków i żeliwa, co można osiągnąć przez:

- ❑ wdmuchiwanie sprężonego powietrza (gazu obojętnego) do kąpeli metalowej przez lancę lub wkładkę porowatą umieszczoną w dnie kadzi;
- ❑ stosowanie wibracji kadzi wykorzystywanej w procesie obróbki pozapiecowej;
- ❑ iniekcję do kąpeli metalu (za pomocą lancy), substancji nawęglających lub odsiarczających rozprowadzonych w gazie nośnym;
- ❑ indukcyjne mieszanie kąpeli metalowej.

Modyfikacja żeliwa

Zabieg modyfikacji polega na wprowadzeniu do kąpeli substancji zwanych modyfikatorami, które nawet w małej ilości istotnie zwiększają gęstość ziaren w metalu, czyli ich liczbę w jednostce objętości. Powoduje on zwiększenie zdolności do zarodkowania i prowadzi do rozdrobnienia ziaren. Konsekwencją modyfikacji jest poprawa własności mechanicznych, zmniejszenie skłonności do pęknięcia na gorąco oraz zmniejszenie skłonności do zabielenia.

Stosowane w modyfikacji żeliwa modyfikatory dzielą się na:

- proste, którymi są pierwiastki (np. Ca, Sr, Ba) charakteryzujące się dużą reaktywnością chemiczną i adsorbujące się na froncie krystalizacji ziaren lub w kąpeli metalowej, gdzie tworzą różnego rodzaju fazy (np. borki, azotki, węgliki, fosforki) służące jako podkładowe do zarodkowania;
- złożone, czyli stopy lub związki chemiczne modyfikatorów prostych z innymi pierwiastkami; są to np. stopy Fe-Si z dodatkiem takich pierwiastków, jak: Ca, Ba, Sr, Bi, Al oraz metale ziem rzadkich.

W praktyce najczęściej stosuje się modyfikatory złożone. Jest to wynikiem względów ekonomicznych oraz łatwiejszego przebiegu zabiegu modyfikacji. Modyfikatory powinny być wprowadzone do żeliwa w sposób umożliwiający ich szybkie, całkowite i równomierne rozprowadzenie w kąpeli metalowej. Z uwagi na występowanie efektu zaniku modyfikacji czas między wprowadzeniem modyfikatora, a zalaniem formy odlewniczej nie powinien przekroczyć 10÷15 minut.

Sferoidyzacja i wermikularyzacja żeliwa

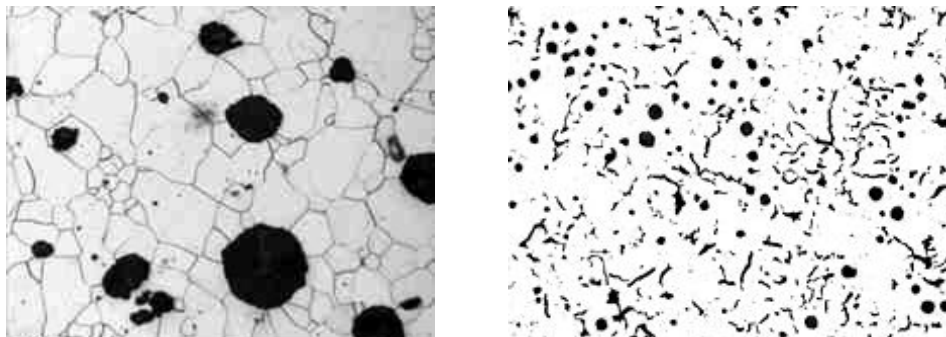
Zmiana kształtu grafitu z płatkowego na kulkowy lub wermikularny (krętkowy, pośredni między grafitem płatkowym a kulkowym) - rys. 5.22 - powoduje znaczący wzrost wytrzymałości i plastyczności żeliwa. Proces zarodkowania grafitu jest heterogoniczny, w związku z czym w cieczy muszą znajdować się zarodki, których struktura jest podobna do struktury grafitu. W przypadku żeliwa sferoidalnego liczba zarodków jest ok. 200 razy większa niż dla żeliwa szarego (przy tym samym stopniu przechłodzenia). Ogólnie można stwierdzić, iż liczba zarodków tworzonych podczas krystalizacji jest funkcją składu chemicznego oraz czynników mających wpływ na stan fizykochemiczny materiału i szybkość stygnięcia ciekłego metalu.

W celu wyprodukowania żeliwa sferoidalnego lub wermikularnego należy w pierwszej kolejności wytworzyć stop o odpowiednim składzie chemicznym. Zaleca się by w zakresie pięciu podstawowych pierwiastków (oprócz Fe) miał on następujący skład: C = 3,4 ÷ 3,8%, Si = 2,0 ÷ 2,8%, Mn = 0,08 ÷ 0,5%, P = 0,03 ÷ 0,08%, S = 0,01 ÷ 0,02%. Następnie przeprowadza się sferoidyzowanie lub wermikularyzowanie żeliwa poprzez wprowadzenie:

- pierwiastków ziem rzadkich (15 lantanowców, skand Sc i itr Y), wprowadzanych najczęściej w postaci miszmetali;
- magnezu z dodatkiem takich pierwiastków, jak: Si, Ca, metali ziem rzadkich lub stopów magnezu (FeSiMg, NiMg).

Za najbardziej popularne sferoidyzatory uważa się stopy FeSi (zawierające ok. 45% Si, 3÷12% Mg oraz różną ilość Ca i metali ziem rzadkich). Natomiast do wytwarzania żeliwa

wermikularnego stosuje się regulowaną ilość powyższych zapraw, bądź też zaprawy, w których skład oprócz magnezu i ceru wchodzi tzw. pierwiastki sferoidyzujące (Ti, Ca, Al). Po zabiegu sferoidyzacji żeliwo poddaje się modyfikacji (w sposób opisany uprzednio).



Rys. 5.22. Struktura żeliwa sferoidalnego (po lewej) oraz wermikularnego (po prawej) [114]

6. Metalurgia metali nieżelaznych

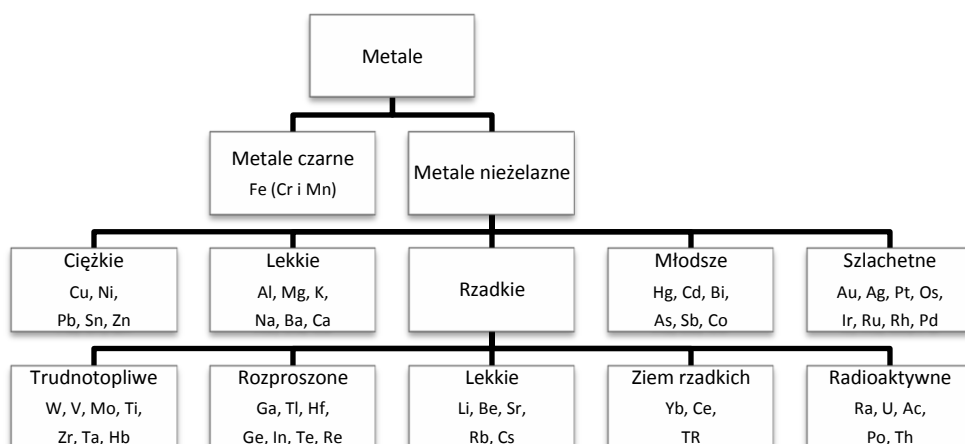
6.1. Wiadomości ogólne

6.1.1. Charakterystyka metali nieżelaznych i metody ich wytwarzania

Ogólnie metale dzielą się na dwie zasadnicze grupy tj. metale czarne i metale nieżelazne - rys. 6.1. Do pierwszej grupy należą żelazo oraz chrom i mangan, natomiast do grupy drugiej zalicza się około 60 pierwiastków, dzielonych na kolejne pięć podgrup (w zależności od własności fizycznych i chemicznych, okresu ich odkrycia, zastosowania w praktyce oraz koncentracji w skorupie ziemskiej) [56].

Metale występują w przyrodzie w postaci minerałów, będących składnikami skorupy ziemskiej. Przy czym mogą one znajdować się w stanie rodzimym (np. złoto, platyna, srebro) lub wchodzić w skład związków chemicznych (np. siarczki, tlenki, węglany). Dodatkowo minerały te zanieczyszczone są skałą płonną (np. glina, wapień, krzemionka), wraz z którą tworzą rudę (kopalina, z której można wydzielić metal za pomocą metod, których koszt nie przekracza wartości wydzielonego metalu). Średnią zawartość ważniejszych metali występujących w skorupie ziemskiej podano w tab. 6.1.

Znanych jest kilka sposobów otrzymywania metalu surowego. Zalicza się do nich przede wszystkim następujące metody:



Rys. 6.1. Przemysłowa klasyfikacja metali, gdzie TR - terra rara (metale niezidentyfikowane do chwili obecnej); na podstawie [56]

Tab. 6.1. Szacunkowa zawartość ważniejszych metali w skorupie ziemskiej [161]

Metal	Zawartość w % masowych	Metal	Zawartość w % masowych
Al	7,50	Cu	0,010
Fe	4,70	Sn	0,008
Mg	2,24	Pb	0,007
Ti	0,58	Co	0,002
Mn	0,08	Mo	0,001
Cr	0,033	U	0,0004
Zr	0,025	Pt	0,00005
Zn	0,020	Cd	0,00005
Ni	0,018	Ag	0,00001
V	0,016	Au	0,0000005

- pirometalurgiczne, które polegają na wytwarzaniu metali w wysokich temperaturach przez:
 - rozkład termiczny związków;
 - redukcje tlenków wykonywane za pomocą różnych reduktorów, czyli pierwiastków o wyższym powinowactwie do tlenu niż metal otrzymywany; najczęściej stosowane reduktory to węgiel, tlenek węgla oraz wodór;
 - reakcję między tlenkiem a siarczkiem, wykorzystywaną m.in. podczas wytwarzania ołowiu lub miedzi;
 - elektrolizę stopionych soli, w trakcie której na katodzie wydziela się metal, co jest wynikiem przepływu prądu elektrycznego przez elektrolit (stopiona sól); metoda ta stosowana jest np. w metalurgii aluminium oraz magnezu;
 - strącanie ogniowe, podczas którego w wysokich temperaturach zachodzi reakcja między siarczkiem a metalem; wykorzystywane m.in. do otrzymywania ołowiu i antymonu;
- hydrometalurgiczne, przebiegające przy temperaturze niewiele większej niż 20 °C, w których metale otrzymywane są z roztworów wodnych ich soli; wykorzystywane np. w produkcji cynku, niklu, miedzi;
- elektrometalurgiczne, w których metale uzyskiwane są z rud metodą elektrolizy - zgodnie z następującym schematem:
 - ługowanie wody (bezpośrednie, bądź po odpowiedniej obróbce, np. redukcji);
 - oczyszczanie roztworu;
 - elektrolityczne wydzielenie metalu, połączone z regeneracją odczynnika ługującego;
 - wykorzystanie elektrolitu zubożonego w jony metali jako cieczy do ługowania;
- metalurgii proszków, omówione w rozdziale 9.

6.1.2. Metody przygotowania rud

Odpowiednie przygotowanie urobku, uzyskanego w procesie eksploatacji górniczej, pozwala na znaczną redukcję kosztów przerobu hutniczego.

Rudy bogate poddawane są operacjom przygotowawczym, takim jak kruszenie, klasyfikacja i zbrylanie, które ułatwiają ich przerób w kolejnych urządzeniach. Rudy ubogie dodatkowo poddaje się procesom wzbogacania, prowadzącym do uzyskania koncentratu, czyli produktu o zwiększonym udziale minerałów metalu użytecznego. Podczas wzbogacania wykorzystywane są różnice własności skały płonnej i metalu.

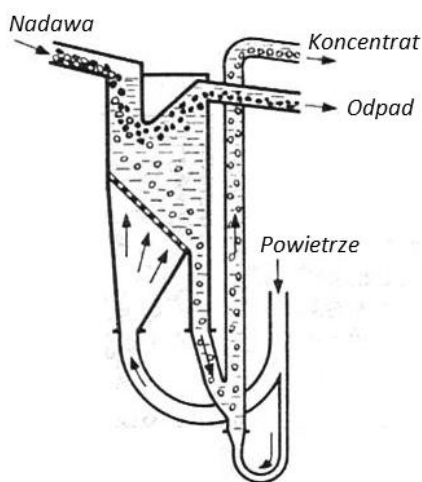
Wstępne operacje przygotowujące rudę do przerobu hutniczego stanowią rozdrabnianie i klasyfikacja, które charakteryzują się tym, iż prawie wcale nie zmieniają wzajemnego udziału skały płonnej i metalu użytecznego w rudzie. Podczas rozdrabniania uzyskuje się kawałki minerałów o odpowiedniej wielkości, warunkowanej przez proces technologiczny. W tym celu stosuje się kruszarki o różnej konstrukcji, np. opisane w rozdziale 3.2.1. Z kolei klasyfikacja ma na celu wydzielenie z rudy ziaren o określonych rozmiarach, co osiąga się z reguły przez przesiewanie (rozdzielanie ziaren przy pomocy sit w urządzeniach zwanych przesiewaczami) lub klasyfikację mokrą, prowadzoną w prądzie wody wznoszącym się, poziomym lub wirującym.

Wzbogacanie rud, polegające na możliwie maksymalnym usunięciu skały płonnej, może być przeprowadzone na szereg sposobów. Ważniejsze z nich zostały pokrótce scharakteryzowane poniżej.

Wzbogacanie grawitacyjne bazuje na wykorzystaniu różnic w gęstości poszczególnych minerałów wpływającej na różną prędkość ruchu poszczególnych ziaren wody w cieczy. W czasie takiego ruchu na ziarno oprócz sił ciężkości i wyporu działa także siła wywierana przez strumień. W zależności od kierunku działania wypadkowej tych sił ziarno może się poruszać ku dołowi lub być wynoszone na powierzchnię.

W przypadku rud metali nieżelaznych wzbogacanie grawitacyjne przeprowadza się następującymi metodami:

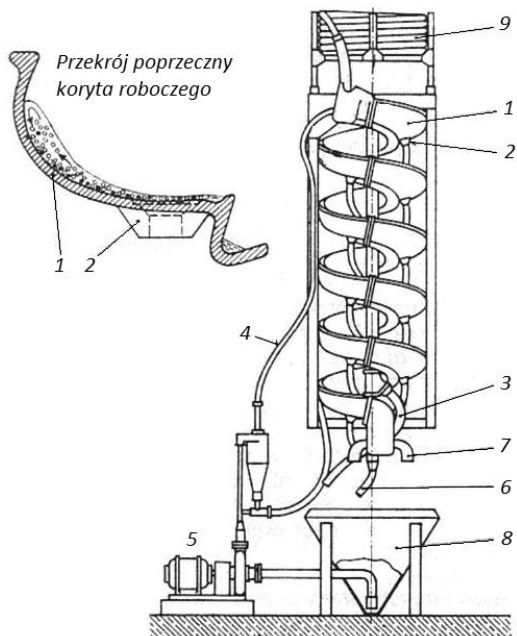
- w cieczach ciężkich, gdzie luźne kawałki rudy zanurzone są w cieczy o dużej gęstości; kawałki rudy o gęstości mniejszej wypływają na powierzchnię i stanowią tzw. produkt lekki (pływający), podczas gdy kawałki o gęstości większej toną i stanowią tzw. produkt ciężki (tonący); proces ten przeprowadza się w urządzeniach zwanych wzbogacalnikami, które składają się ze zbiornika wypełnionego cieczą zawiesinową, mechanizmu odprowadzającego produkt lekki (zwykle odpad) i produkt ciężki (wstępny koncentrat); przykładowy wzbogacalnik zawiesinowo - powietrzny Humboldta, w którym produkt ciężki wynoszony jest sprężonym powietrzem pokazano na rys. 6.2;
- w ośrodku wodnym w maszynach osadowych (osadzarkach), w których rozwarstwienie ziaren rudy spoczywających na sicie lub ruszcie dokonywane jest we wznoszącym i opadającym strumieniu wody, przy czym o rozdziale decyduje prędkość opadania ziaren; ruch oscyła-



Rys. 6.2. Wzbogacalnik zawiesinowo - powietrzny Humboldta [107]

cyjny wody uzyskiwany jest za pomocą: ruchu tłoka, ruchu membrany wprowadzonej w drgania mechaniczne, ciśnienia hydrostatycznego wody, sprężonego powietrza;

- w płynącym strumieniu wody, polegającym na różnicowaniu prędkości ruchu ziaren w wodzie po nachylonej płaszczyźnie w zależności od ich gęstości, wielkości i kształtu; proces ten można przeprowadzić np. w separatorze Humphreya (rys. 6.3), w którym rozdział następuje podczas przepływu przez koryto zwinięte śrubowo i mające odpowiednio ukształtowane dno; w wyniku działania siły ciężkości i siły odśrodkowej ziarna lekkie odrzucane są na zewnątrz, natomiast ziarna drobniejsze i cięższe przemieszczają się po dnie bliżej osi zwojów i napotykając otwory spływają do separatora.



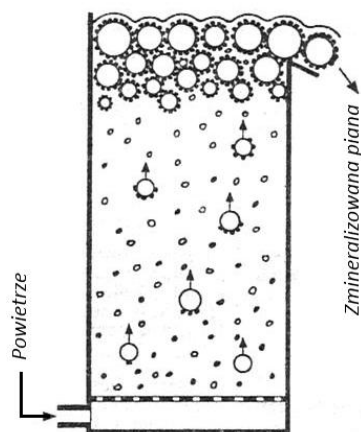
Rys. 6.3. Separator Humphreya: 1 - koryto robocze (rynna), 2 - wylot przelewu, 3 - przelew minerałów ciężkich, 4 - przewód dodatkowej wody, 5 - pompa z napędem, 6 - wylot minerałów średnich, 7 - wylot minerałów lekkich, 8 - zbiornik, 9 - wąż gumowy zwinięty w zasobniku [107]

Flotacja to metoda wzbogacania

rud oparta na wykorzystaniu różnicy własności fizykochemicznych drobno zmielonych ziaren minerałów, z których jedne pod działaniem odczynników flotacyjnych stają się niezwilżalne lub trudno zwilżalne (hydrofobowe) inne zaś nie ulegają działaniu tych odczynników i są dalej zwilżane przez wodę (hydrofilowe). Ziarna hydrofobowe przyczepiają się do pęcherzyków powietrza i wypływają na powierzchnię zawiesiny tworząc zmineralizowaną pianę, natomiast ziarna hydrofilne pozostają w zawieszynie. Warstwa zmineralizowanej piany stanowi koncentrat, zaś minerały opadającej na dno skały płonnej to odpady.

Procesy flotacji prowadzi się w urządzeniach zwanych flotownikami, których zasadę działania wyjaśnia rys. 6.4. Konstrukcja każdego flotownika powinna [107]:

- zapewniać ciągły przepływ zawiesiny;
- utrzymywać ziarna mineralne w zawieszynie;
- rozprowadzać równomiernie odczynniki flotacyjne w całej objętości komory;



Rys. 6.4. Schemat zasady działania flotownika [107]

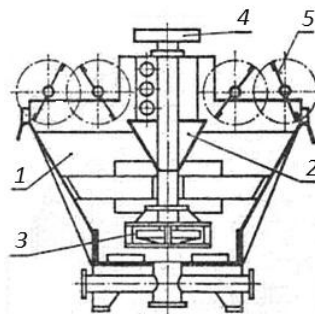
- ❑ doprowadzać odpowiednią ilość powietrza, dzielić je na pęcherzyki o wymaganej wielkości i rozprzyszczać je w całej objętości komory;
- ❑ powodować zderzanie się powietrza z ziarnami mineralnymi;
- ❑ umożliwiać oddzielne odprowadzenie zmineralizowanej piany (koncentrat) i zawiesiny powstającej w komorze (odpad).

Flotowniki dzieli się najczęściej kierując się sposobem napowietrzenia komory flotacyjnej. W ten sposób wyróżnia się flotowniki:

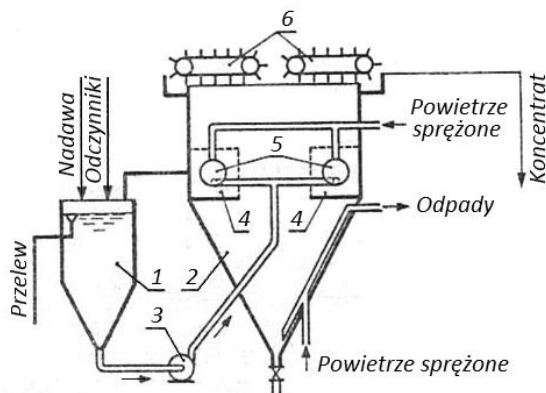
- ❑ mechaniczne (rys. 6.5), w których powietrze zasysane jest mechanicznie;
- ❑ pneumatyczno-mechaniczne (rys. 6.6), korzystające z powietrza doprowadzonego z oddzielnego źródła, które w komorze flotacyjnej rozpraszane jest metodami mechanicznymi;
- ❑ pneumatyczne (rys. 6.7), które nie mają części ruchomych i korzystają z powietrza doprowadzonego ze źródła obcego.

Wzbogacanie ogniowe, do którego zalicza się przede wszystkim wypalanie węglanów, które po podgrzaniu do dostatecznie wysokiej temperatury rozkładają się na tlenki i dwutlenek węgla. Proces ten jest opłacalny tylko w przypadku rud bogatych, które mogą być przerobione bezpośrednio po wypaleniu. Metodę tę stosuje się także do rud siarczkowych. W takim przypadku wytapiany jest stop siarczków, zwany kamieniem hutniczym.

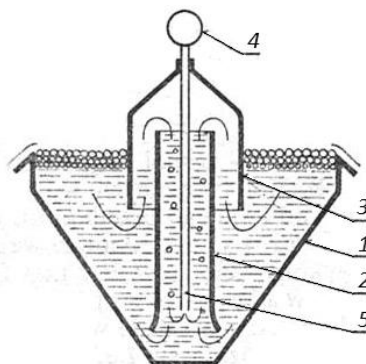
Końcowe operacje związane z przygotowaniem rudy stanowią grudkowanie i brykietowanie, które mają na celu uzyskanie koncentratów rud metali nieżelaznych. Przeprowadza się je identycznie jak w przypadku rud żelaza, co opisano w rozdziale 3.1.2.



Rys. 6.5. Flotownik mechaniczny: 1 - skrzynia, 2 - kierownica, 3 - wirnik, 4 - koło napędowe wirnika, 5 - zgarniacz piany [107]



Rys. 6.6. Flotownik pneumatyczno-mechaniczny PIC: 1 - mieszalnik dozujący, 2 - zbiornik, 3 - pompa, 4 - komora aeracyjna, 5 - wirnik mieszający pianę, zgarniacz piany [107]



Rys. 6.7. Flotownik pneumatyczny: 1 - koryto, 2 - rura wewnętrzna współśrodkowa, 3 - kołpak, 4 - przewód doprowadzający powietrze, 5 - rura napowietrzająca [107]

6.2. Metalurgia aluminium

6.2.1. Charakterystyka aluminium

Aluminium to metal o barwie srebrzystobiałej, który topi się w temperaturze 650 °C, jest plastyczny oraz dobrze przewodzi ciepło i elektryczność. Metal ten wykazuje także duże powinowactwo do tlenu, co wykorzystywane jest przy produkcji niektórych metali z ich tlenków - tzw. metoda alutermii, stosowana do otrzymywania chromu, manganu, wanadu i niektórych żelazostopów. Aluminium jest odporne na działanie stężonego kwasu azotowego i niektórych kwasów organicznych. Natomiast ulega ono działaniu kwasu solnego oraz wodnych roztworów mocnych zasad.

Aluminium jest szeroko wykorzystywane w przemyśle elektrochemicznym (do robu przewodów i kondensatorów), chemicznym oraz spożywczym. Dzięki małej gęstości (2,7 g/cm³), której towarzyszą dobre własności wytrzymałościowe stopy tego metalu odgrywają znaczącą rolę w budowie samolotów, samochodów, taboru kolejowego itp.

Metalurgia aluminium na skalę przemysłową rozwinęła się po roku 1866, w którym niezależnie Hall w USA oraz Heroult we Francji zastosowali do wytwarzania tego metalu elektrolizę. Dwa lata później Bayer opracował metodę otrzymywania czystego tlenku glinu z boksytów, dzięki czemu uzyskano warunki gwarantujące opłacalność produkcji tego materiału.

Aluminium należy do pierwiastków najbardziej rozpowszechnionych w skorupie ziemskiej (tab. 6.1). Istnieje przy tym około 250 minerałów zawierających ten pierwiastek, w tym:

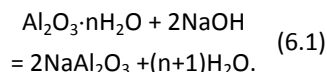
- leucyt $K_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 4SiO_2$ występujący w młodych skalach wulkanicznych, np. we Włoszech (Wezuwiusz), USA (Montana, Wyoming), Australii (West Kimberley), Chinach (prowincja Szansi);
- nefelin $KNa_3(AlSiO_4)_4$, który występuje w Rosji (półwysep Kola), Kanadzie (Ontario), Niemczech i Włoszech;
- kaolinit $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ będący składnikiem gliny i stanowiący najczęściej występujący w przyrodzie minerał, w skład którego wchodzi tlenek glinu;
- ałunit $K_2SO_4 \cdot 8Al(SO_4)_3 \cdot 4Al(OH)_3$, którego rudy przerabiane są w celu uzyskania zarówno aluminium jak i innych cennych składników.

Najważniejszymi rudami aluminium są boksyty, których głównym składnikiem jest wodorotlenek glinowy $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$ lub $Al_2O_3 \cdot H_2O$. Największe złoża tych rud (eksploatowanych systemem odkrywkowym) znajdują się w Australii, Gujanie, Jamajce i Brazylii. W Europie największe złoża boksytów występują na Węgrzech, zaś mniejsze w Rumunii, Francji, Hiszpanii i Grecji. Oprócz boksytów lokalne znaczenie znajdują także inne surowce zawierające Al_2O_3 . Występują one najczęściej w formie glinokrzemianów (np. łupki ogniotrwałe, nefelin, itp.).

6.2.2. Otrzymywanie tlenku glinu

Jednym z najpopularniejszych sposobów otrzymywania tlenków glinu z boksytów jest metoda Bayera (rys. 6.8), której schemat przedstawiono na rys. 6.8. Wykorzy-

stuje się w niej odwracalność reakcji uwodnionego tlenku glinu z wodorotlenkiem sodowym:



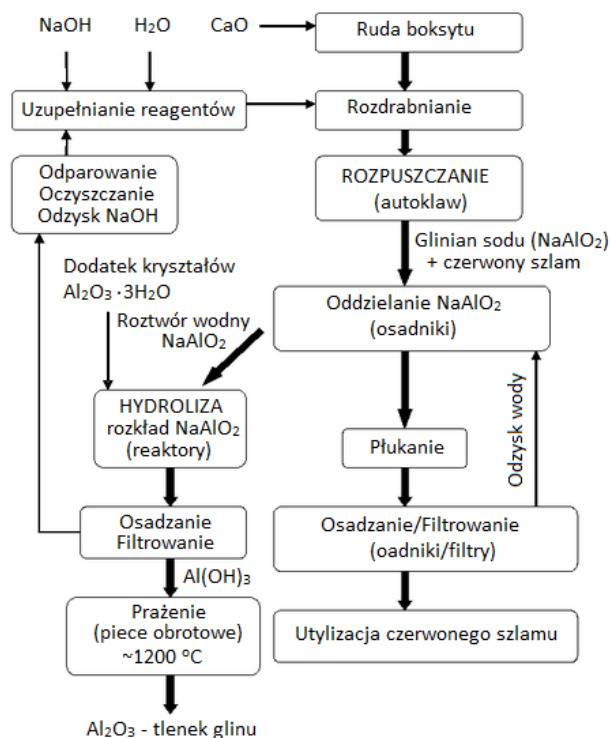
Powyższa reakcja przebiega tym łatwiej im większe jest stężenie wodorotlenku sodowego i im wyższa jest temperatura.

Otrzymywanie tlenku glinu metodą Bayera przebiega w sposób następujący. W autoklawach (w temperaturze 135÷230 °C) w roztworze ługu sodowego (NaOH) rozpuszczany jest wodorotlenek glinu zawarty w boksytach. Pozostałe składniki boksytów (tlenek żelaza, tytanu i częściowo krzemionka) są nierozpuszczalne i pozostają w osadzie. Po ługowaniu

otrzymaną gęstwą rozcieńcza się wodą i po oddzieleniu w osadnikach nierozpuszczalnego osadu, tzw. czerwonego szlamu (nazwa nadana ze względu na dużą zawartość tlenków żelaza), przemywa się go wodą w systemie przeciwprądowym. Z oczyszczonego roztworu wydziela się przez jego rozkład w reaktorach krystaliczny wodorotlenek glinu. Następnie osad wodorotlenku glinu oddziela się w zagęszczaczach od roztworu pokryształizacyjnego (po stężeniu w wyparkach kierowany jest ponownie do ługowania), przemywa wodą, odsącza w filtrach bębnowych, suszy i praży w rurowym piecu obrotowym w temperaturze 1200 °C, uzyskując ostatecznie niehigroskopijną odmianę tlenku Al_2O_3 .

Tlenek glinu można także otrzymać innymi sposobami, mianowicie:

- przez spiekanie boksytu z sodą i wapieniem, które stosowane jest do przerobu boksytów o podwyższonej zawartości SiO_2 ; w temperaturze 1250 °C w piecu rurowym uzyskuje się spiek ze zmielonego boksytu i kamienia wapiennego, który następnie rozdrabnia się w młynach kulowych, ługuje wodą w temperaturze 80°C; następnie oddziela się od roztworu czerwony szlam i przeprowadza odkrzemowanie (np. przez ogrzewanie w autoklawach); roztwór oddzielony od osadu nasyca się CO_2 , powodując wytrącenie $\text{Al}(\text{OH})_3$, który po przemyciu i odsączeniu suszy się i praży celem uzyskania tlenku Al_2O_3 ;
- metodą spiekowo-rozsypową prof. Grzymka, służącą do przerobu ubogich surowców glinonośnych spiekanych z kamieniem wapiennym w piecu cementowym (w temperaturze dochodzącej do 1450 °C); produktem głównym jest cement



Rys. 6.8. Schemat otrzymywania tlenku glinu metodą Bayera

wytwarzany z osadu powstałego po ługowaniu samorozpadowego spieku; natomiast z roztworu wytrąca się wodorotlenek glinu (przez nasycenie CO_2 zawartym w spalinach z pieca cementowego), który następnie suszy się i praży podobnie jak w omówionych uprzednio metodach.

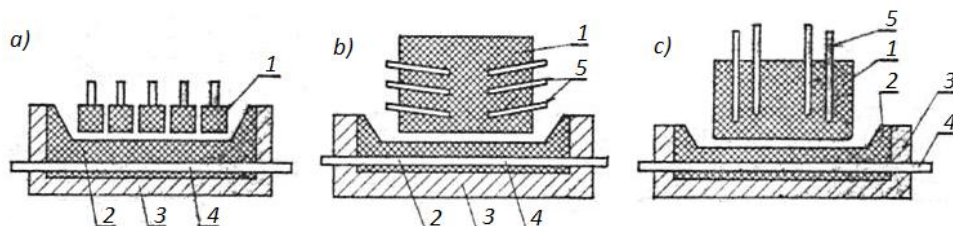
6.2.3. Elektroliza tlenku glinu

Do otrzymywania aluminium metodą elektrolizy oprócz tlenku glinu niezbędny jest kriolit Na_3AlF_6 , stanowiący główny składnik elektrolitu oraz fluorek sodu i fluorek glinu, za pomocą których korygowany jest skład elektrolitu. Potrzebne są także bloki katodowe i anody, służące do doprowadzenia prądu elektrycznego oraz płyty na ściany boczne. Elementy te wytwarzane są z węgla lub koksu o jak najmniejszej zawartości popiołu. Bloki katodowe i płyty są prasowane i wypalane. Natomiast formowanie anod realizowane jest w sposób ciągły wewnątrz płaszczka z blachy aluminiowej, który umieszczony jest w górnej części elektrolizera (masa anodowa uzupełniana jest co 10 dni i wypala się samoczynnie ciepłem wydzielającym się podczas elektrolizy).

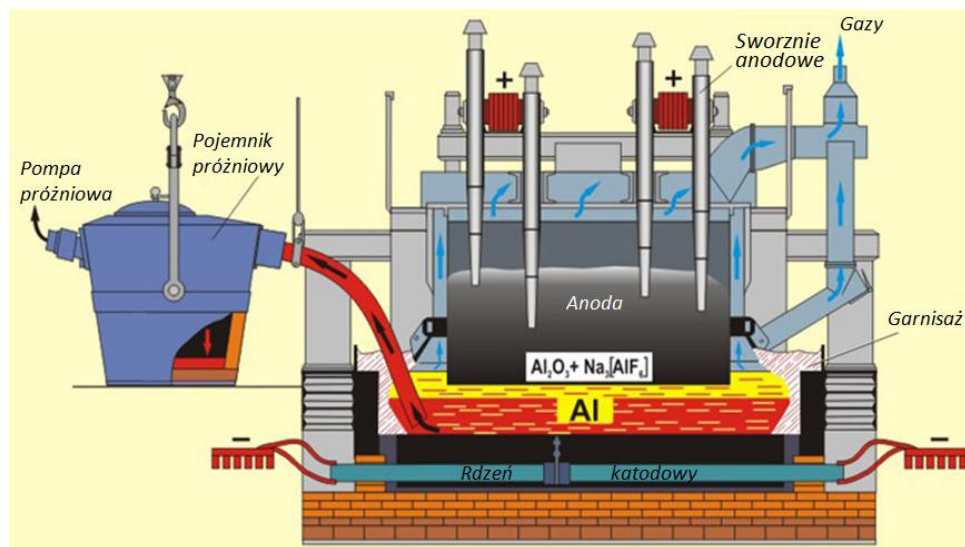
Proces elektrolizy prowadzi się w urządzeniu, mającym postać wanny, tzw. elektrolizerze. Podstawowe typy elektrolizerów stosowanych do otrzymywania aluminium pokazano na rys. 6.9. Różnią się one wielkością, związaną z natężeniem prądu ($30\div 150$ kA) oraz konstrukcją anody. Wyróżnia się przy tym urządzenia z anodami spiekanymi (wieloanodowe lub jednoanodowe) i z anodami samospiekającymi się z pionowym lub bocznym doprowadzeniem prądu.

Dno elektrolizera zbudowane jest z przylegających do siebie ściśle bloków katodowych, które ułożone są na podmurówce z cegieł szamotowych. Boki wanny otacza płaszcz stalowy, który od wewnątrz wymurowany jest cegłami szamotowymi i ma wyłożenie z płyt węglowych. W trakcie pracy elektrolizera na płytach tych wydziela się zakrzepły elektrolit - garnisaz, który chroni je przed zużyciem i poprawia izolację cieplną (rys. 6.10).

Do wanny elektrolizera wsunięta jest na odpowiednią głębokość anoda, do której prąd elektryczny doprowadzany jest za pomocą specjalnych sworzni wbitych w masę anodową. Sworznie te wykorzystywane są także do przemieszczania anody w odpowiedniej ramie stalowej. Z kolei do bloków katodowych prąd doprowadzany jest prętami stalowymi, które wsuwa się w odpowiednie wycięcia i zalewa żeliwem lub ubija specjalną masą węglową.



Rys. 6.9. Typy elektrolizerów: a) z anodami spiekanymi, b) z anodami samospiekającymi się z bocznym doprowadzeniem prądu c) z anodami samospiekającymi się z pionowym doprowadzeniem prądu, 1 - anoda, 2 - wykładzina węglowa katody, 3 - izolacja cieplna katody, 4 - szyna stalowa doprowadzająca prąd do katody, 5 - sworznie stalowe doprowadzające prąd do anody [107]



Rys. 6.10. Elektrolizer z samospiekającą anodą Söderberga z pionowym doprowadzeniem prądu; na podstawie [70]

Proces elektrolizy roztworu tlenku glinu w stopionym kriolicie prowadzi się przy temperaturze 950 °C (źródłem ciepła jest przepływ prądu przez warstwę elektrolitu). Najczęściej stosuje się elektrolit o następującej zawartości: 80% Na_3AlF_6 , 8÷10% Al_2O_3 , 4÷8% AlF_3 i 2÷7% CaF_2 . Podczas elektrolizy na katodzie wydzielają się metaliczne ciekłe aluminium, zaś na anodzie tlen, który łącząc się z węglem anody daje CO i CO_2 . Podstawową reakcją elektrochemiczną elektrolizy jest



lub



Powstawanie CO lub CO_2 (gaz anodowy) zależy od gęstości prądu. Przy czym przy gęstościach prądu stosowanych w przemyśle ($0,65 \div 0,9 \text{ A/cm}^2$) wytwarza się praktycznie 100% CO_2 .

W miarę spalania się anoda opuszczana jest w dół. Powstające w procesie aluminium, którego gęstość jest większa od gęstości elektrolitu zbiera się na dnie wanny, skąd po osiągnięciu odpowiedniej grubości warstwy (10÷12 cm) usuwane jest za pomocą syfonu lub kadzi próżniowej (rys. 6.10).

W miarę postępu procesu elektrolizy zawartość Al_2O_3 w elektrolicie maleje (od ok. 8% po wprowadzeniu tlenku do elektrolitu do ok. 1,5%). W przypadku, gdy spadnie ona poniżej 2% ma miejsce tzw. efekt anodowy, objawiający się wzrostem napięcia z wartości 4,0÷4,5 V (napięcie normalne) do 30 V, a nawet więcej. Wystąpienie tego efektu ułatwia kontrolę pracy wanny i informuje, że należy uzupełnić tlenek glinu w elektrolicie.

Głównym produktem procesu elektrolizy jest aluminium zawierające ok. 2% zanieczyszczeń, które następnie poddawane jest procesowi rafinacji. Wykorzystuje się także gromadzoną na powierzchni elektrolitu pianę będącą mieszaniną pyłu węglowego

z elektrolitem, którą przerabia się przez flotację. Ponadto, z gazów wychwytywanych uzyskuje się użyteczne składniki gazowe i pyły.

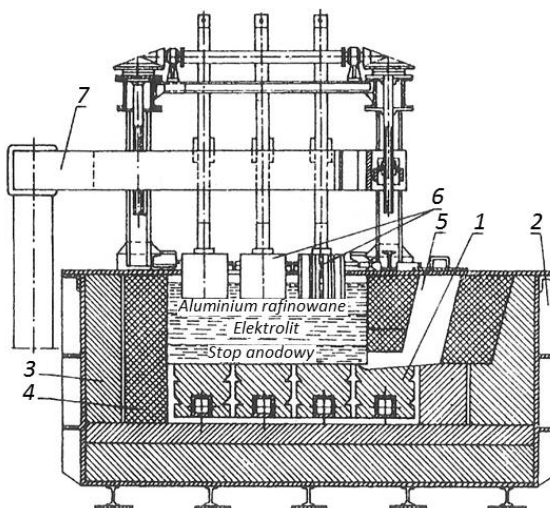
Główne wskaźniki techniczne przemysłowego procesu elektrolizy tlenku glinu stanowią:

- ❑ zużycie materiałów na 1 tonę aluminium: 1,92÷1,94 t tlenku glinu, 0,52÷0,54 t masy anodowej, 0,01÷0,04 t kriolitu, 0,03÷0,05 t fluorku glinu;
- ❑ zużycie energii elektrycznej (prąd stały) 14.000÷15.500 kWh/t;
- ❑ wydajność prądu 84÷88%;
- ❑ wydajność energetyczna 35÷40%;
- ❑ napięcie elektrolizy 4,0÷4,5 V;
- ❑ natężenie prądu stałego 30÷150 kVA;
- ❑ częstotliwość efektów anodowych na dobę 2÷3.

6.2.4. Rafinacja aluminium hutniczego

Aluminium otrzymane w procesie elektrolizy poddawane jest na ogół dalszej obróbce. W celu usunięcia zanieczyszczeń mechanicznych, niektórych metali oraz gazów przeprowadza się na ogół tzw. chlorowanie. Polega ono na wprowadzeniu do kadzi z ciekłym aluminium (przez zanurzoną w nim rurkę grafitową) chloru gazowego, co doprowadza do utworzenia chlorku glinowego $AlCl_3$ w stanie pary, unoszącego na powierzchnię kąpeli metalowej zanieczyszczeń mechanicznych, niektórych metalicznych (sód, wapń, cynk) oraz rozpuszczonych w aluminium gazów (głównie wodór). Oczyszczone w ten sposób aluminium zawiera 99,7÷99,8% Al i znajduje szerokie zastosowanie w przemyśle.

W przypadku, gdy potrzebne jest aluminium o większej czystości prowadzona jest rafinacja elektrolityczna metodą trzech warstw (rys. 6.11), w której jako elektrolit wykorzystywane są stopione sole - najczęściej w składzie: ok. 55% $BaCl_2$, 5% $NaCl$, 23% AlF_3 i 17% NaF . Rafinację prowadzi się w temperaturze 800 °C. Katodą jest rafinowane aluminium, zaś anodą stop aluminium z miedzią (zawierający ok. 25% Cu). Dzięki różnicy gęstości poszczególnych materiałów na spodzie elektrolizera znajduje się stop miedzi i aluminium przeznaczony do rafinacji (gęstość w temperaturze 800 °C ~3,3 g/cm³), nad nim



Rys. 6.11. Wanna elektrolityczna stosowana do rafinacji aluminium: 1 - trzon, 2 - płaszcz, 3 - cegły szamotowe, 4 - wyłożenie magnezytowe, 5 - "kieszki" do ładowania aluminium, 6 - katody, 7 - szyna katodowa [134]

elektrolit solny ($\sim 2,7 \text{ g/cm}^3$), zaś warstwę górną stanowi aluminium rafinowane ($\sim 2,3 \text{ g/cm}^3$). Napięcie na wannie wynosi ok. 6V, a gęstość prądu $0,5 \div 0,6 \text{ A/cm}^2$. Otrzymane w ten sposób aluminium zawiera $99,9 \div 99,99\% \text{ Al}$.

6.2.5. Wytwarzanie aluminium wtórnego

Obecnie około 43% produkcji aluminium pochodzi z przetwarzania złomu zwracanego do obiegu [71] - stanowi ono tzw. aluminium wtórne. Typowymi źródłami złomu aluminiowego są: zużyte puszki po napojach, folie, złom technologiczny i złom po wyciskaniu, wióry, itp. Dodatkowo, aluminium odzyskiwane jest z żużli solnych oraz ze zgarów.

Proces wytwarzania aluminium wtórnego dzieli się na następujące etapy:

- ❑ mechaniczne przetwarzanie złomu, obejmujące: identyfikację zanieczyszczeń, oddzielenie zanieczyszczeń obcych (piasek, wilgoć) oraz sortowanie materiału;
- ❑ termiczne usuwanie powłok lakierniczych oraz zanieczyszczeń organicznych;
- ❑ topienie wraz z korektą wsadu - prowadzone w piecach obrotowych, komorowych i indukcyjnych;
- ❑ rafinowanie i odlewanie.

6.3. Metalurgia cynku

6.3.1. Charakterystyka cynku

Cynk to metal o gęstości $7,14 \text{ g/cm}^3$, który topi się w temperaturze $419,53 \text{ }^\circ\text{C}$. Największe zastosowanie znajduje do pokrywania blach stalowych (stal ocynkowana), celem zwiększenia ich odporności na korozję. Metal ten jest również składnikiem wielu stopów, zwłaszcza z miedzią (mosiądz, tombak). Ponadto, stosowany jest w ogniach elektrycznych Daniella i Leclancheo.

Już w III wieku p.n.e produkowano stop miedzi z cynkiem (mosiądz), korzystając z galmanu (ruda cynku), z którego przez ogrzewanie wytwarzono tlenek cynku. Jednakże czysty cynk metaliczny uzyskano dopiero w połowie XVIII wieku. Produkcję tego metalu na skalę przemysłową podjęto w Anglii pod koniec XVIII wieku, a pierwsza huta cynku na Śląsku powstała w roku 1800. Początkowo cynk produkowano wyłącznie w retortach leżących, a od lat 50-tych XX wieku także w piecach szybowych. Począwszy od roku 1915 zaczęto stosować do otrzymywania tego metalu metodę elektrolizy.

Cynk w skorupie ziemskiej występuje w postaci minerałów, z których najważniejsze stanowią:

- ❑ blenda cynkowa, zaliczająca się do gromady siarczków, której największe złoża znajdują się w: Hiszpanii, Meksyku, USA, Australii, Rosji, Kazachstanie, Namibii;
- ❑ smitsonit, reprezentujący gromadę węglanów i występujący w: USA, Wielkiej Brytanii, Namibii, Niemczech, Austrii, Meksyku.

W Polsce rudy cynku występują bądź jako galmany, bądź jako siarczki. Złoża tych rud zalegają w dwóch obszarach: w Krakowskiem, w okolicach Chrzanowa i Olkusza oraz na Górnym Śląsku.

6.3.2. Pirometalurgia cynku

Metoda pirometalurgiczna produkcji cynku polega na redukowaniu tlenku cynku (zawartego w spiekanych koncentratkach) za pomocą węgla (koks, koksik, węgiel kamienny), zgodnie z reakcjami:



oraz



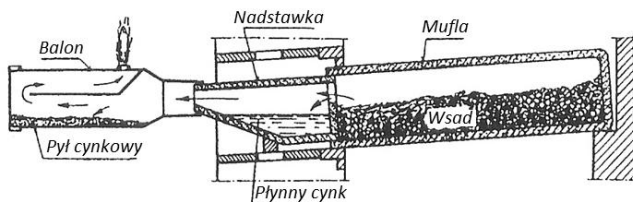
Temperatura redukcji jest wyższa od temperatury wrzenia cynku (907 °C) i dlatego cynk w procesie tym otrzymywany jest w postaci pary, która następnie podlega kondensacji (w warunkach zabezpieczających parę cynku przed utlenieniem).

W praktyce przemysłowej cynk metaliczny otrzymuje się przez redukcję cynku w piecach destylacyjnych z retortami poziomymi lub pionowymi oraz w piecach szybowych.

Piec destylacyjny do produkcji cynku z retortami poziomymi posiada od 144 do 400 retort (rys. 6.12), ułożonych na 3 lub 4 poziomach. Są one oparte na ławach ustawionych w środku pieca oraz w ścianie czołowej i raz na dobę załadowywane spiekami cynku i reduktorem (przeciętny ładunek wystarcza na wyprodukowanie zaledwie 25 kg cynku).

Po napełnieniu mufl retorty wsadem montuje się nadstawkę (skraplacz), wykonaną z materiału ogniotrwałego, której kształt umożliwia gromadzenie się ciekłego cynku. Przedłużeniem skraplacza jest balon wykonany z blachy, w którym z kondensujących par cynku powstaje pył cynkowy. Retorty ogrzewane są przez gorące gazy, co doprowadza do osiągnięcia w ich wnętrzu temperatury rzędu 1200÷1300 °C. Wzrost temperatury powoduje zwiększenie objętości gazów poredukcyjnych, które przechodzą do skraplacza, gdzie ich temperatura spada do ok. 500 °C. Zlewanie cynku ze skraplacza oraz usuwanie pyłu z balonów przeprowadza się co 6 godzin. Uzysk cynku w tych piecach wynosi ok. 75%.

Piec destylacyjny do produkcji cynku z retortami pionowymi pokazano na rys. 6.13. Retorty wykonane są w tym przypadku z kształtek karborundowych, a ich wysokość dochodzi do 12 m (przy długości do 2 m i szerokości do 0,3 m). Pionowe ustawienie retorty umożliwiło mechanizację załadunku wsadu i odbioru wpałków oraz wydłużyło okres jej pracy aż do 5 lat. Dolna część retorty jest ogrzewana przeponowo, a wsad stanowią brykiety (zawierające ok. 50% ZnO i ok. 40% C), które przed załadunkiem poddawane są koksowaniu w temperaturze ok. 900 °C. Górna część retorty połączona jest ze skraplaczem specjalnej konstrukcji, zaś resztki par cynku oddzielane są od gazów w odpływni mokrej. Oczyszczone gazy poreakcyjne dodaje się do gazu czadnicowego, wykorzystywanego do ogrzewania retort.



Rys. 6.12. Otrzymywanie cynku w retortce poziomej [134]

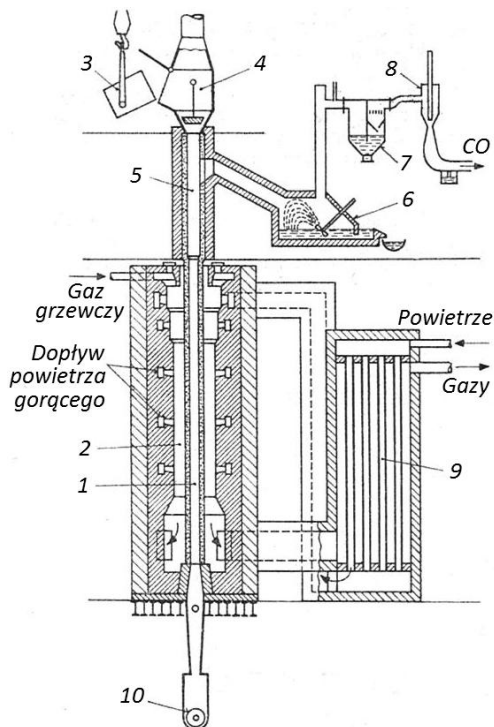
Wydajność pieca tego typu wynosi ok. 7 ton cynku na dobę, przy czym zużycie paliwa na podgrzanie i redukcję jest tutaj ok. 50% mniejsze niż w retortach poziomych. Większy jest także uzysk cynku, który w tym przypadku wynosi w granicach 90÷94%.

Piec szybowy wykorzystywany do wytwarzania cynku i ołowiu metodą ISP (Imperial Smelting Process) pokazano na rys. 6.14. W piecu tym nagrzewanie wsadu odbywa się w sposób bezpośredni. Koks zawarty we wsadzie spalając się dostarcza ciepło, równocześnie stanowiąc reduktor. Zredukowany w spieku ołów spływa w dół pieca, zaś pary cynku wraz z CO, CO₂ i N₂ przechodzą w przeciwnym kierunku do wsadu w górze strefy pieca, a następnie dostają się do skraplacza (kondensatora). Gazy te zawierają tylko 5÷6% cynku i nie mogą mieć temperatury niższej niż 1000 °C (dla uniknięcia wtórnego utlenienia par cynku). Uzyskanie tak wysokiej temperatury gazów wymaga wstępnego podgrzania spieku cynkowo-ołowiowego i koks do temperatury 800 °C, podgrzania dmuchu powietrza do temperatury 600 °C oraz zastosowania odpowiednio wysokiego udziału koks we wsadzie.

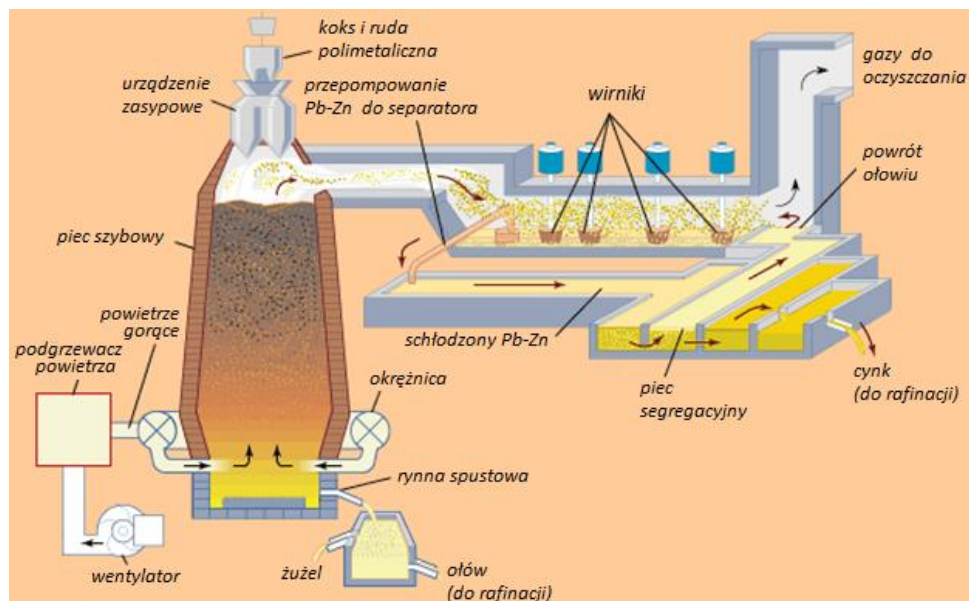
Celem kondensacji tak rozcieńczonych par cynku stosuje się specjalne rozwiązanie. Mianowicie, w kondensatorze znajdują się pionowe wirniki, które obracając się w płynnym ołowiu wytwarzają deszcz ołowiowy, powodujący gwałtowne ochłodzenie się gazów do temperatury ok. 450 °C i skroplenie bez utlenienia ok. 95% cynku. Pozostałe 5% cynku przechodzi z gazami do mokrych urządzeń odpylających, gdzie wydzielają się w postaci szlamu. Z kondensatora wypływa ołów zawierający ok. 2,26% Zn. W kadzi segregacyjnej ma miejsce rozdzielanie tego stopu na ołów zawierający domieszkę Zn, który wraca do obiegu oraz cynk o czystości ok. 98,5% Zn.

Cynk uzyskiwany metodami pirometalurgicznymi poddawany jest dalszemu oczyszczaniu, które przeprowadza się w drodze:

- rafinacji przez segregację, która opiera się na malejącej rozpuszczalności ołowiu i żelaza w cynku przy obniżaniu jego temperatury (żelazo rozpuszcza się w pobliżu temperatury topnienia cynku w setnych częściach procentu, zaś ołów w około 1,1%); oddzielanie wykonywane jest przez kilka godzin w piecu w temperaturze 450



Rys. 6.13. Piec destylacyjny z retortami pionowymi: 1 - retorta pionowa, 2 - komora grzewcza, 3 - zbiornik załadowniczy, 4 - okap otworu wsadowego, 5 - deflegmator, 6 - kondensator, 7 - płuczka gazów redukcyjnych, 8 - pompa strumieniowa, 9 - rekuperator, 10 - przenośnik ślimakowy [107]



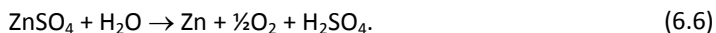
Rys. 6.14. Wytwarzanie cynku i ołowiu metodą ISP; na podstawie [162]

°C i prowadzi do wytrącenia na dno wanny związku FeZn_7 (cynk twardy) oraz ciekłego ołowiu;

- rektyfikacji prowadzonej dwustopniowo; w pierwszej kolumnie rektyfikacyjnej (tzw. ołowiowej) usuwane są metale, których temperatura wrzenia jest wyższa niż cynku (m.in. Pb, Fe, Sn, Cu); odparowany cynk i kadm po skondensowaniu wprowadzane są do drugiej kolumny rektyfikacyjnej (tzw. katodowej), gdzie w kondensatorze zbiera się cały kadm (w postaci stopu cynkowo-kadmowego zawierającego 20÷60% Cd); cynk uzyskiwany tym sposobem zawiera łącznie poniżej 0,01% zanieczyszczeń.

6.3.3. Hydroelektrometalurgia cynku

Metoda hydroelektrometalurgiczna bazuje na elektrolizie zakwaszonego roztworu ZnSO_4 , przebiegającej wg sumarycznej reakcji

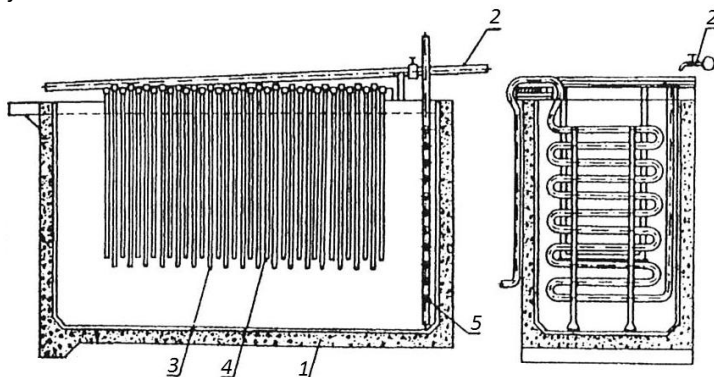


Główne etapy w tej metodzie wytwarzania cynku stanowią:

- ługowanie, które ma na celu przeprowadzenie w ZnSO_4 związków cynku zawartych w prażonej blendzie oraz w spiekany tlenku cynku; wykonuje się je za pomocą roztworu kwasu siarkowego w ługownikach powietrznych lub mechanicznych; podczas ługowania do roztworu przechodzą także związki innych metali, np. manganu, miedzi i metali alkalicznych;
- oczyszczanie roztworu ZnSO_4 polegające na wytrąceniu osadu wodorotlenków trudniej rozpuszczalnych niż wodorotlenek cynku poprzez obniżenie kwasowości roztworu, w efekcie działania odpowiedniej ilości prażonki blendowej lub spie-

kanego tlenku cynku; w praktyce przemysłowej proces wytrącania wodorotlenków uważany jest za jeden z etapów ługowania, a wytrącony osad oddziela się od roztworu w osadnikach i na filtrach;

- elektroliza przeprowadzana w wannach żelbetowych wyłożonych wewnątrz ołowiem lub winidurem (rys. 6.15); katody wytwarzane są z aluminium zaś anody z ołowiu zawierającego 1% srebra; w wyniku elektrolizy na katodzie wydzielają się cynk a na anodzie tlen, w roztworze maleje zawartość cynku a rośnie zawartość kwasu siarkowego (na 1 g wydzielonego Zn powstaje 1,5 g H_2SO_4); proces prowadzi się przy gęstości prądu $280 \div 1100 \text{ A/m}^2$ oraz temperaturze $28 \div 50 \text{ }^\circ\text{C}$; napięcie między elektrodami wynosi $3,2 \div 3,7 \text{ V}$, zaś wydajność prądowa zawiera się w przedziale $85 \div 93\%$;
- przetapianie cynku katodowego realizowane w piecach indukcyjnych niskiej częstotliwości w temperaturze ok. $500 \text{ }^\circ\text{C}$, przy czym dla zapobieżenia utlenienia cynku powierzchnie kąpeli przykrywa się cienką warstewką salmiaku (chlorek amonu NH_4Cl); przetopiony cynk odlewany jest do wlewnic umieszczonych na maszynie karuzelowej.



Rys. 6.15. Wanna do elektrolizy cynku: 1 - żelbeton, 2 - rura do przewodząca elektrolit, 3 - katoda, 4 - anoda, 5 - wężownica chłodząca [134]

6.4. Metalurgia ołowiu

6.4.1. Charakterystyka ołowiu

Ołów to metal o zabarwieniu jasnoszarym, który topi się w temperaturze $327,4 \text{ }^\circ\text{C}$, a wrze w temperaturze $1740 \text{ }^\circ\text{C}$. Materiał ten jest bardzo plastyczny i daje się walcować oraz ciągnąć przy temperaturze otoczenia. Ponadto, jest odporny na działanie kwasu siarkowego oraz dość odporny na działanie kwasu solnego. Z tego też powodu znajduje zastosowanie w przemyśle chemicznym, do wykładania aparatury narażonej na działanie kwasu siarkowego. Wykorzystywany jest także w przemyśle zbrojeniowym, do wyrobu akumulatorów i osłon kabli elektrycznych, jak również do wykonywania ekranów zabezpieczających przed promieniowaniem rentgenowskim i atomowym. Metal ten jest także składnikiem wielu stopów przemysłowych (np. stopy łożyskowe, stopy lutownicze, ołów twardy) oraz farb.

Ołów wytwarzany był już w czasach starożytnych, głównie z siarczku ołowiawego PbS, który po podgrzaniu do temperatury powyżej 880 °C utlenia się do metalicznego ołowiu, zgodnie z reakcją:



Początkowo (w Starożytności) ołów otrzymywano przez wystawianie nagranych do wysokiej temperatury kawałków galeny (minerał z gromady siarczków) na bezpośrednie działanie tlenem powietrza. Potem zaczęto wytwarzać ołów przez redukcję glejty (tlenek ołowiu na II stopniu utlenienia) powstającej podczas produkcji srebra, by wreszcie wprowadzić redukcję prażonki otrzymanej z ubogich koncentratów galeny, z których nie można było wytwarzać ołowiu w drodze bezpośredniego działania tlenem powietrza.

Najważniejszymi minerałami ołowiu są:

- ❑ galena PbS, stanowiąca najczęściej występujący kruszec ołowiu (zawiera 86,6% Pb), której główne złoża znajdują się w Niemczech (Zagłębie Ruhry, Akwizgran), Czechach (Pribramie), Rosji (Kaukaz), Australii (Broken Hill), Serbii (Trepenica) oraz USA (basen Missisipi);
- ❑ anglezyt PbSO₄, zawierający 68,3% Pb, który powstaje podczas wietrzenia kruszców ołowiu; występuje w takich krajach jak Wielka Brytania, Niemcy, Austria, Włochy, Rosja, Namibia;
- ❑ cerusyt PbSO₃, powstający w strefach utleniania kruszców ołowiu (głównie galeny) w obecności węglanów.

6.4.2. Wytapianie ołowiu w piecach szybowych

Ołów surowy może być wytapiany w piecu szybowym w drodze redukcji tlenku ołowiawego PbO, otrzymywanego przez prażenie siarczku ołowiawego zawartego w koncentracie galeny, podczas którego zachodzi reakcja:



Proces prażenia prowadzi się dwustopniowo. W pierwszej kolejności usuwa się około połowy siarki w prażarkach wielotrzonowych, a następnie prowadzi się prażenie końcowe w maszynie spiekalniczej (patrz rozdział 3.1.2). W ten sposób uzyskuje się z miążkiego koncentratu spiek kawałkowy, który nadaje się do przerobu w piecu szybowym.

Przetapianie prażonki w celu uzyskania ołowiu surowego prowadzi się w piecu szybowym. Spieczoną prażonkę oraz koks zasypuje się do pieca od góry, zaś od dołu przez dysze wdmuchuje się w sposób ciągły powietrze. Schemat pieca wykorzystywanego w tym procesie pokazano na rys. 6.16. Wsad przemieszcza się w piecu do strefy dysz w przeciwnym kierunku do unoszących się do góry gorących gazów, zawierających tlenek węgla CO, który redukuje ołów z jego tlenku zgodnie z reakcją:



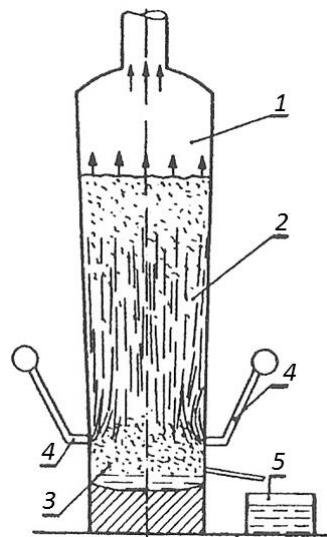
Powyższa reakcja zachodzi w temperaturze 200÷500 °C. Ponadto, po osiągnięciu temperatury topnienia wytapia się ołów metaliczny zawarty w spieku, który wraz z ołowiem powstałym w wyniku redukcji ścieka między kawałkami koksu do garu pieca.

Żużel powstający podczas wytapiania ołowiu tworzy się ze skały pływnej znajdującej się w spieku oraz z topników (np. SiO_2 , CaO , Al_2O_3 , FeO , MgO) dodawanych w celu zoptymalizowania przebiegu wytopu. Żużel stapia się przy temperaturze ok. $1200\text{ }^\circ\text{C}$ i gromadzi się w garze pieca ponad ciekłym ołowiem, skąd przez osobny otwór jest okresowo spuszczaany do kadzi. Ciekły ołów surowy wycieka z pieca nieprzerwanie przez osobny otwór syfonowy do odstojnika. W zależności od składu przerabianych koncentratów zawiera on ok.: $94\div 99\%$ Pb, $0,1\div 0,7\%$ Cu, do $0,8\%$ Ag, do $0,05\%$ Au, do 1% Sn, do $1,5\%$ Sb oraz do $0,4\%$ Zn.

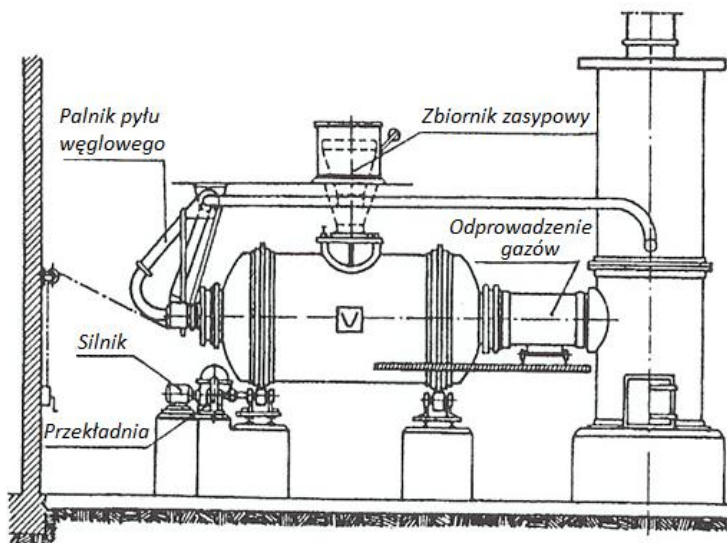
Inną metodę wytwarzania ołowiu w piecu szybowym stanowi proces ISP (Imperial Smelting Process), omówiony w rozdziale 6.3.2.

6.4.3. Wytapianie ołowiu w piecach obrotowo-wahadłowych

Piec obrotowo-wahadłowy ma kształt walczaka (o średnicy ok. $2,5\text{ m}$ oraz długości ok. $6,5\text{ m}$), który wykonany jest z blachy stalowej i ma wyłożenie cegłą magnezytową (rys. 6.17). Urządzenie opalane jest pyłem węglowym i ma możliwość wykonywania obrotowych, względnie wahadłowych ruchów wokół osi poziomej. Po przeciwnej stronie do palnika znajduje się otwór odprowadzający, przez który gazy wraz z unoszonymi pyłami przechodzą do urządzeń chłodząco-odpylających (na ogół są to: komora odpylająca lub cyklon, chłodnica i filtry workowe).

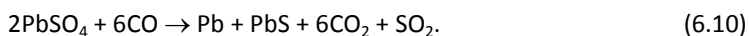


Rys. 6.16. Schemat pieca szybkiego stosowanego w produkcji ołowiu: 1 - gardziel, 2 - szyb, 3 - gar, 4 - dysze, 5 - odstojnik [134]

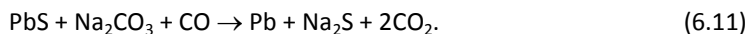


Rys. 6.17. Piec obrotowo-wahadłowy wykorzystywany w produkcji ołowiu [134]

Ładowanie wsadu oraz usuwanie produktów realizowane jest przez ten sam otwór, umieszczony w bocznej ścianie pieca i zamykany pokrywą. Głównymi materiałami wsadowymi są koncentraty galeny i tlenek ołowiu, oprócz których do pieca wprowadza się koksik, sodę i żłom żelaza. Po załadowaniu materiałów wsadowych włącza się palnik, a następnie w czasie pełnych dwóch obrotów pieca dokonuje się wymieszania wszystkich składników, po czym urządzenie przestawiane jest na w ruch wahadłowy wynoszący ½ obrotu, w celu zapobieżenia wyciekaniu metalicznego ołowiu przez niedokładności w uszczelnieniach. W trakcie wytopu, następującym po osuszeniu wsadu, w piecu zaczyna zachodzić (przy udziale tlenku węgla) następujące reakcje redukcji: tlenku ołowiu do ołowiu - zgodnie z (6.9) oraz siarczanu ołowiawego częściowo do ołowiu i częściowo do siarczku ołowiowego - zgodnie z



Po zakończeniu tych reakcji (przebiegających poniżej temperatury 700 °C), w piecu zostaje tylko jeden związek ołowiu, tj. siarczek ołowiawy PbS, który w temperaturze ok. 750 °C wchodzi w następującą reakcję z węglanem sodowym:



Ze względu na niewielką ilość węglanu sodowego we wsadzie, tylko nieznaczna część PbS zostaje zredukowana do metalu, w podany powyżej sposób. Reszta siarczku ołowiawego po przekroczeniu temperatury ok. 850 °C zaczyna reagować z żelazem, zgodnie z reakcją:



Celem zapewnienia dobrego uzysku ołowiu należy w piecu zapewnić nadmiar żelaza metalicznego oraz osiągnąć temperaturę rzędu 1200 °C.

Praca pieca obrotowo-wahadłowego jest okresowa i trwa ok. 3÷4 godzin. Po wyłączeniu palnika zatrzymuje się i otwiera piec, a jego zawartość wylewa się do kadzi podstawionej pod otwór. Ołów będący najcięższym produktem wytopu gromadzi się na dnie kadzi, a nad ołowiem zbiera się żużel. Po zastygnięciu żużla (zawierającego ok. 8% Pb i 20% Zn) wyjmuje się go z kadzi za pomocą suwnicy, a ołów odlewa się do form. Ołów otrzymany tym sposobem jest czystszy niż z pieca szybowego i przeciętnie zawiera ok. 99% Pb.

6.4.4. Rafinacja ołowiu surowego

Ołów surowy otrzymywany metodami pirometalurgicznymi zawiera ok. 94÷99% Pb oraz ok. 6÷1% domieszek (m.in. miedź, srebro, złoto, bizmut, arsen, antymon, cyna, kadm), które na ogół pogarszają jego własności (zmniejszenie plastyczności i odporności na korozję). Dlatego też w trakcie rafinacji dąży się do oczyszczenia ołowiu surowego z wszelkich domieszek oraz do wydzielenia metali szlachetnych (srebro, złoto). Najczęściej w tym celu wykorzystuje się **rafinację ogniową**, która obejmuje następujące procesy:

- odmiedziowanie, w trakcie którego następuje usunięcie miedzi za pomocą metody segregacji (wytrzymywanie stopionego ołowiu w temperaturze 340÷360 °C,

prowadzące do wydzielenia się na jego powierzchni skrzepów zawierających do 20% Cu, które zbierane są dziurkowanymi łopatami) lub przez działanie alkaliów;

- ❑ usuwanie cyny, arsenu i antymonu w wyniku utleniania tlenem powietrza (przy temperaturze 420 °C) lub działania alkaliów;
- ❑ odsrebrzanie, które polega na usunięciu srebra i złota przez ekstrakcję ciepłym cynkiem (metoda Parkesa), doprowadzającym także do zanieczyszczenia ołowiu cynkiem;
- ❑ odcynkowanie, polegające na usunięciu cynku przez przedmuchiwanie powietrzem, działanie stopionego NaOH lub przepuszczanie gazowego chloru;
- ❑ usuwanie bizmutu, uzyskiwane przez dodanie metalicznego wapna i metalicznego magnezu (powoduje zanieczyszczenie ołowiu tymi metalami) lub po odlaniu anod przez zastosowanie procesu elektorafinacji w roztworze wodnym fluorkrzemianu ołowiu;
- ❑ usuwanie wapnia i magnezu przez utlenianie tlenem powietrza, alkaliami lub przez chlorowanie.

Stosując procesy rafinacji ogniowej można uzyskać ołów zawierający od 99,5 do 99,99% Pb. W przypadku konieczności uzyskania ołowiu o większej czystości (np. do badań naukowych lub na elementy urządzeń rentgenowskich) stosuje się przede wszystkim elektrolizę, pozwalającą na otrzymanie ołowiu o zawartości domieszek mniejszej niż 0,0006%.

6.5. Metalurgia miedzi

6.5.1. Charakterystyka miedzi

Miedź to metal o charakterystycznej pomarańczowo-czerwonej barwie i gęstości 8,93 g/cm³, który topi się w temperaturze 1084,45 °C, a wrze w temperaturze 2567 °C. Jest to materiał miękki i charakteryzuje się bardzo dobrą przewodnością cieplną i elektryczną. Miedź można przerabiać plastycznie na zimno i na gorąco, przy czym podczas przeróbki na zimno występuje umocnienie materiału, którego efekty usuwa się poprzez wyżarzanie rekrytalizujące w temperaturze 400÷600 °C.

Metal ten wykorzystywany jest przede wszystkim w produkcji kabli elektrycznych (ok. 60% całkowitego zużycia), pokryć dachów i instalacji wodociągowych (ok. 20%) oraz maszyn przemysłowych (ok. 15%). Ponadto, stosowany jest do wytwarzania stopów (ok. 5%) o większej twardości, takich jak brązy (stopy miedzi z cyną i innymi metalami) czy mosiądze (stopy miedzi z cynkiem). Niewielkie ilości miedzi wykorzystywane są w produkcji związków stanowiących dodatki do żywności, katalizatorów oraz barwników szkła.

Miedź zaczęto wytopiać z rud już ok. 5500 lat temu. Korzystano wówczas z rud tlenowych, które zredukowano tlenkiem węgla powstającym wewnątrz płonącego stosu drewna - zgodnie z reakcją:



W późniejszym okresie opracowano metody otrzymywania miedzi z rud siarczkowych. Pod koniec XIX wieku wprowadzono proces konwertowania pozwalający na bezpośred-

nie utlenienie kamienia miedziowego, otrzymywanego w piecach płomiennych i szybowych. Następnie do uzyskiwania miedzi o wysokiej czystości zaczęto stosować proces elektrorafinacji.

Miedź w naturze występuje w postaci rud oraz w postaci czystej jako minerał, tzw. miedź rodzima (rzadko spotykana). Do najważniejszych rud miedzi zalicza się minerały siarczkowe, takie jak:

- ❑ chalkopiryt CuFeS_2 (zawierający 34,6% Cu), stanowiący główną rudę miedzi, występującą m.in. w: Zambii, Kongu, USA (Pensylwania, Arizona, Utah, Alaska), Kanadzie (Ontario), Rosji (Ural), Japonii, Niemczech, Francji i Rumunii;
- ❑ chalkozyn Cu_2S (79,8% Cu), który występuje m.in. w USA (Montana, Arizona, Utah, Bisbee), Wielkiej Brytanii, Meksyku, Rosji, Kazachstanie i Polsce (Dolny Śląsk);
- ❑ bornit Cu_5FeS_4 (63,3% Cu), występujący m.in. w USA (Montana, Connecticut, Kalifornia, Karolina Południowa, Wirginia), Kanadzie, Namibii, Kazachstanie, Chile, Peru, Wielkiej Brytanii oraz w Polsce (okolice Miedzianki i Kowar).

Wykorzystywane w produkcji miedzi rudy dzieli się na bogate (zawierające ponad 4% Cu), średnie (1,5÷4% Cu) oraz ubogie (0,7÷1,5% Cu). Rudy bogate mogą być kierowane bezpośrednio do przerobu hutniczego. W praktyce jednak rudy poddaje się najpierw wzbogacaniu przez flotację, w efekcie której uzyskuje się koncentraty zawierające powyżej 20% Cu. W przypadku, gdy koncentrat ma być przerabiany w piecach szybowych to najpierw poddaje się go brykietowaniu, przeprowadzanemu np. w prasach walcowych.

6.5.2. Pirometalurgia miedzi

Ponad 90% światowej produkcji miedzi otrzymuje się metodą metalurgii ogniowej. Polega ona na wytopieniu kamienia miedziowego, z którego przez świeżenie w procesie ogniowym (tzw. konwertorowanie) usuwa się żelazo i siarkę otrzymując miedź surową, którą rafinuje się ogniowo, odlewa w postaci anod i ostatecznie rafinuje elektrolitycznie.

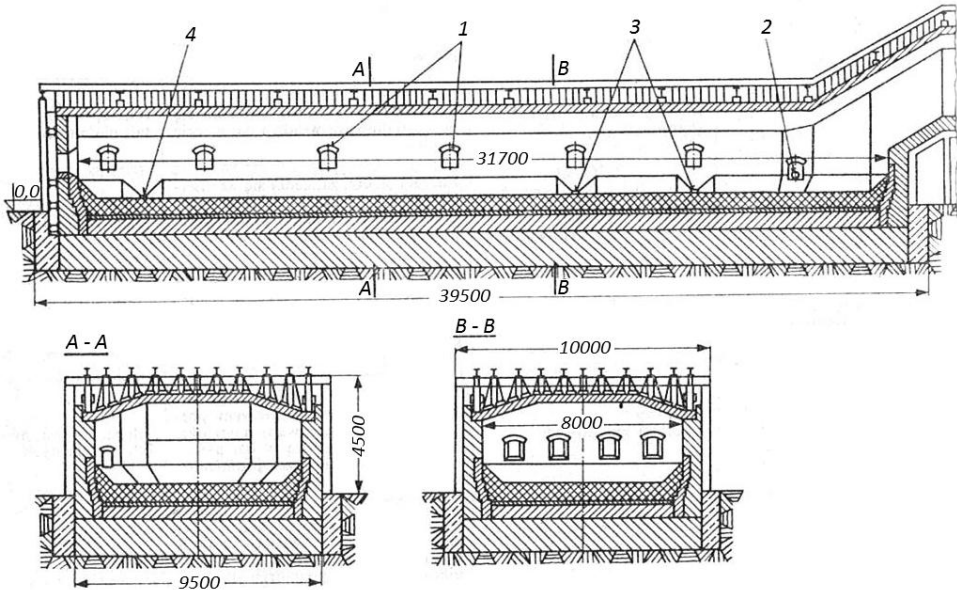
Wytapianie kamienia miedziowego

Kamień miedziowy jest to stop siarczków metali ciężkich, którego najważniejszymi składnikami są siarczek miedziawy Cu_2S oraz siarczek żelazawy FeS. Oprócz tych związków w kamieniu miedziowym występują także niewielkie ilości siarczków innych metali (np. PbS, ZnS, Ni_3S_2 , CoS). Zawartość miedzi w kamieniu jest zależna od stosunku Cu do S we wsadzie (zwykle waha się ona w przedziale 45÷70% Cu).

Kamień miedziowy można wytapiać następującymi sposobami:

- ❑ w piecach płomiennych,
- ❑ w piecach szybowych,
- ❑ w piecach zawieszinowych i cyklonowych,
- ❑ w piecach elektrycznych.

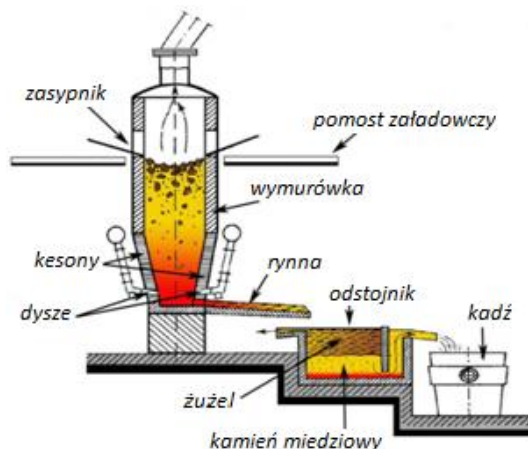
W procesie wytapiania kamienia miedziowego w piecu płomiennym (rys. 6.18) wsad stanowią koncentraty surowe lub prażone, pyły zwrotne oraz topniki. Atmosfera pieca jest w tym przypadku słabo utleniająca i nie wywiera znacznego wpływu na prze-



Rys. 6.18. Piec płomienny do wytopiania kamienia miedziowego: 1 - otwory do ładowania wsadu, 2 - okno do spustu żużla, 3 - otwory spustowe kamienia, 4 - otwór spustowy zapasowy [107]

bieg procesu, w trakcie którego reagują między sobą następujące składniki Cu_2O , FeS , Fe_3O_4 i Fe_2O_3 . Wskutek dużego powinowactwa chemicznego miedzi i siarki powstaje Cu_2S , który wraz z FeS tworzy kamień miedziowy. Natomiast tlenek żelaza tworzy z krzemionką fajalit (Fe_2SiO_4), stanowiący główny składnik żużla.

Wytopianie kamienia miedziowego w piecach szybowych (rys. 6.19) jest szeroko wykorzystywane w naszym kraju. W tym przypadku wsad stanowią: koncentrat w postaci brykietów, materiały miedzionośne, topniki oraz koks. Paliwem w procesie jest koks, węgiel organiczny występujący w koncentratkach oraz piryt Fe_2S . Wsad ładowany w górnej części pieca opuszcza się stopniowo w dół, w przeciwnym kierunku do unoszących się do góry gazów. Przez dysze wdmuchiwane jest do dolnej części pieca powietrze, które jest niezbędne do spalania paliwa, co prowadzi do wzrostu temperatury do wartości $1300\div 1500\text{ }^\circ\text{C}$. W wyniku procesów fizykochemicznych (przebiegających w fazach stałej i ciekłej) powstają kamień miedziowy i żużel, które spływają najpierw do dolnej części pieca zwanej garem, a następnie do odstoju. Tam następuje (w efek-



Rys. 6.19. Piec szybowy stosowany do wytopu kamienia miedziowego, na podstawie [69]

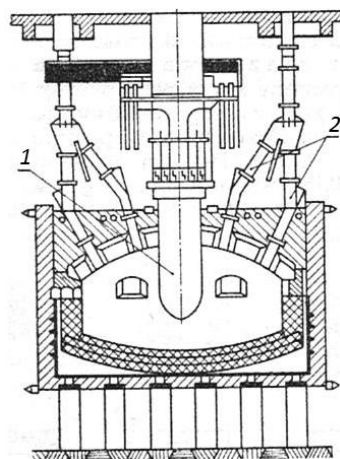
cie różnic w gęstości) oddzielenie kamienia od żużla.

W zależności od rodzaju przerabianego w piecu szybowym wsadu rozróżnia się:

- ❑ wytapianie redukcyjne przebiegające przy ustalonym we wsadzie stosunku Cu do S, który nie ulega zmianie w trakcie procesu; wsad zawiera 15÷20% koksu, którego spalanie stanowi główne źródło ciepła; ze względu na redukującą atmosferę pieca stopień odsiarczenia wsadu jest nieznaczny;
- ❑ wytapianie utleniające, które można zrealizować jako:
 - proces pirytowy (stosowany w przypadku koncentratów zawierających powyżej 75% pirytu Fe_2S), w którym stosuje się niewielkie dodatki koksu (2÷3% objętości wsadu), gdyż głównym źródłem ciepła jest redukcja utleniania pirytu, przebiegająca w strefie dysz; ze względu na małą zawartość miedzi w wytworzonym tym sposobem kamieniu miedziowym proces ten jest praktycznie stosowany bardzo rzadko;
 - proces półpirytowy - stosowany do siarczkowych rud miedzi, koncentratów siarczkowych i innych surowców miedzionośnych o zmniejszonej zawartości pirytu Fe_2S ; do wsadu oprócz topników (kwarc i wapień) dodaje się koks w ilości 4÷12%; wytapianie kamienia miedziowego odbywa się kosztem ciepła powstającego w wyniku utleniania siarczków żelaza oraz spalania koksu; proces ten jest znacznie częściej stosowany w porównaniu z procesem pirytowym;
 - proces pirytowy ulepszony, w którym otrzymywanie kamienia miedziowego przebiega z równoczesnym odzyskaniem siarki zawartej we wsadzie, odznaczającym się dużą zawartością pirytu Fe_2S oraz koksu w ilości ok. 12%; wytop kamienia miedziowego odbywa się w piecu szybowym, którego przestrzeń robocza podzielona jest na cztery następujące strefy (kolejno od góry): przygotowawczą, redukcji gazów, utleniania i gar; gazy opuszczające piec kierowane są do specjalnej komory, w której następuje rozkład związków zawierających siarkę, z wydzieleniem siarki elementarnej ulegającej skropleniu w specjalnych urządzeniach chłodniczych.

Piece zawieszinowe i cyklonowe stosuje się do przerabiania drobnoziarnistych siarczkowych koncentratów miedziowych. W trakcie wytopu kamienia miedziowego w piecu zawieszinowym przebiegają dwa procesy, tj. utlenianie (prażenie) oraz przetapianie koncentratów. Zaletą tego procesu jest bardzo dobre wykorzystanie ciepła powstającego w wyniku utleniania zawartej we wsadzie siarki. W piecach cyklonowych drobnoziarnisty koncentrat miedzi, powietrze i paliwo (mazut) doprowadzane są stycznie i przemieszczają się w sposób wirowy. Cyklon połączony jest z odstojnikiem, w którym zbierają się kamień miedziowy i żużel, zawierający ok. 0,8% Cu.

Kamień miedziowy można wytwarzać także w piecach elektrycznych (rys. 6.20), w których przetapia się zarówno koncentraty surowe jak i pra-



Rys. 6.20. Piec elektryczny do wytopienia kamienia miedziowego: 1 - elektroda, 2 - rury zasypowe [107]

żone. Piece mają atmosferę obojętną lub redukującą, wskutek czego stopień odsiarczenia wsadu jest nieznaczny. Utlenianie siarczków metali przebiega dzięki występowaniu we wsadzie tlenków żelaza. Dzięki możliwości stosowania wysokich temperatur uzyskuje się skrócenie czasu wytopiania oraz otrzymuje się żużel o wysokiej zawartości krzemionki (o małej gęstości). Produkty wytopu (kamień miedziowy i żużel) gromadzą się w dolnej części pieca, skąd są oddzielnie spuszczone okresowo.

Konwertorowanie kamienia miedziowego

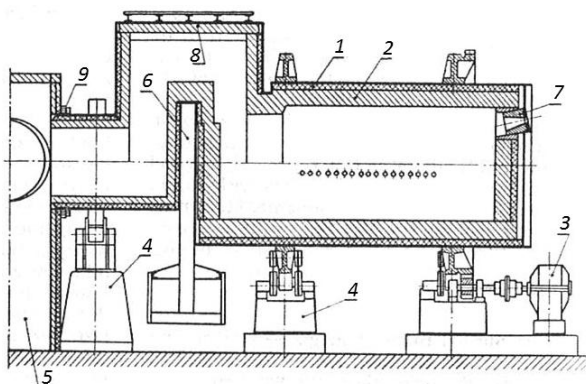
Wytopiony, ciekły kamień miedziowy podlega procesowi utleniania, który prowadzony jest w specjalnie przystosowanych do tego celu urządzeniach, tzw. konwertorach. Podczas tego procesu, poprzez usunięcie z kamienia miedziowego żelaza i siarki, otrzymuje się miedź konwertorową surową.

Na rys. 6.21 przedstawiono konwertor poziomy służący do świeżenia kamienia miedziowego. Ma on pojemność ok. 100 t oraz kształt cylindra, wykonanego z blachy o grubości 20÷30 mm i wyłożonego wewnątrz ogniotrwałym materiałem magnezytowym. Urządzenie to wyposażone jest w specjalny mechanizm, umożliwiający jego przechylenie (np. w celu zlania produktów). Przez gardziel, znajdującą się w środkowej części pieca, wprowadza się kamień miedziowy i kwarcyt jak również wylewa się żużel i miedź surową oraz odciąga się gazy. Powietrze doprowadzane jest do konwertora przez dysze umieszczone wzdłuż tworzącej cylindra.

Proces konwertorowania polega na przedmuchiwaniu sprężonym powietrzem ciekłego kamienia, znajdującego się wewnątrz konwertora. Dzięki zachodzącym reakcjom egzotermicznym jest on samowystarczalny pod względem ciepłym. Przy tym w jego przebiegu wyróżnia się dwa okresy:

- utlenianie żelaza i siarki (związanej z Fe) oraz odżużlowanie (przy pomocy kwarcytu SiO_2) powstającego FeO ; po spuszczeniu żużla w konwertorze pozostaje Cu_2S , tzw. biały kamień;
- utlenianie siarczku miedziowego Cu_2S i otrzymywanie miedzi konwertorowej - powstaje metaliczna miedź oraz wywiązuje się SiO_2 , który uchodzi z gazami.

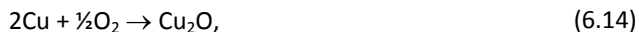
Produktami świeżenia kamienia miedziowego są miedź surowa (tzw. blister, zawierający 96÷99,6% Cu), dwutlenek siarki (wykorzystywany w produkcji kwasu siarkowego), żużel (zawiera ok. 4% Cu i kierowany jest do ponownego przerobu w piecu szybowym) oraz pył konwertorowy.



Rys. 6.21. Konwertor z syfonowoosiowym wyprowadzeniem gazów: 1 - płaszcz stalowy, 2 - materiał ogniotrwały, 3 - napęd, 4 - podpory rolkowe, 5 - komora odciągowa, 6 - przegroda stalowa, 7 - palnik, 8 - sklepienie wymienne, 9 - uszczelnienie [107]

Rafinacja ogniowa miedzi surowej

Rafinacja ogniowa polega na utlenieniu metali (Me) charakteryzujących się większym powinowactwem względem tlenu niż miedź. Przebiega ona zgodnie z następującym schematem:



Powstające w procesie tlenki metali MeO (np. cynku, żelaza, kobaltu, niklu) gromadzone są na powierzchni kąpeli pod postacią żużla. Natomiast metale szlachetne nadal pozostają w miedzi rafinowanej ogniowo.

Po zakończeniu utleniania miedź nasycona jest dwutlenkiem siarki (efekt spalania siarczków) oraz innych gazów. W celu usunięcia tych zanieczyszczeń dodawane jest źródło środka redukcyjnego w postaci gazu ziemnego lub propanu, albo przeprowadza się tzw. operację żerdziowania (zredukowanie rozpuszczonego w ciekłej miedzi tlenku miedziowego Cu_2O oraz usunięcie z kąpeli metalu siarki). W drugim z podanych przypadków reduktorem są żerdzie ze świeżo ściętych drzew, z których po zetknięciu się z ciekłym metalem wydzielają się duże ilości substancji gazowych (para wodna, węglowodory, CO , H_2) - mieszają one kąpiel i ułatwiają wydzielenie się dwutlenku siarki oraz wtrąceń. Po tej operacji miedź odlewa się na odlewniczych maszynach karuzelowych w anody, przeznaczone do elektrorefinacji. Mają one wysokość do 1 m, szerokość ok. 0,9 m, grubość ok. 4 cm, masę ok. 200 kg i zawierają ok. 0,5% domieszek (m.in. Ag, Au, Pt, Bi, Sb, As, Ni, Fe, Pb).

Rafinację ogniową miedzi przeprowadza się w piecach:

- płomiennych mających przestrzeń roboczą w postaci długiej (do 15 m), zamkniętej komory, wykonanej z materiału ogniotrwałego; w jednej ze ścian czołowych znajdują się palniki (opalone gazem ziemnym lub mazutem), a po przeciwnej stronie jest otwór odlotowy gazów oraz okno do żerdziowania, natomiast w ścianach bocznych znajdują się okna załadownicze (wykorzystywane także do usuwania żużla);
- elektrycznych, w których głównym źródłem ciepła jest łuk elektryczny; ujemną cechą stosowania tych pieców jest intensywne spalanie się elektrod węglowych w okresie utleniania kąpeli oraz przerywanie łuku elektrycznego podczas rafinacji, powodowane burzeniem się kąpeli metalowej.

Rafinacja elektrolityczna miedzi anodowej

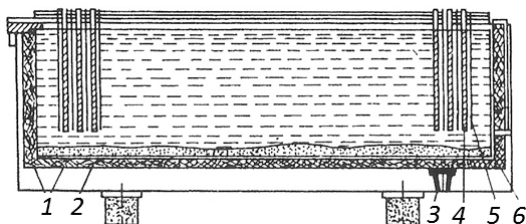
Celem rafinacji elektrolitycznej jest usunięcie z miedzi domieszek metali szlachetnych (Ag, Au, Pt) i innych (np. Bi, As, Sb, Sn, Pb, Se, Te, Ni), które przechodzą do szlamu, podczas gdy część domieszek (np. Ni, Co, Fe, Zn) rozpuszcza się w elektrolicie - tab. 6.2.

Proces rafinacji prowadzi się w elektrolizerach (rys. 6.22), będących zbiornikami w kształcie długiej wanny, które są wykonane z żelazobetonu wyłożonego wewnątrz materiałem kwasoodpornym (np. blacha ołowiana, winidur, stal kwasoodporna). Na krańcu urządzenia leży szyna połączona ze źródłem prądu stałego, natomiast w jego dnie znajduje się otwór służący do odprowadzenia szlamu anodowego. W elektrolizerze zawieszają się naprzemiennie anody (odlane na maszynie karuzelowej) i katody (cienkie blachy z miedzi elektrolitycznej). Odstęp między elektrodami (na ogół w jednej wannie jest ich 25÷40 par) wynosi ok. 10 cm. Elektrolitem jest kwaśny roztwór siarczanu miedzio-

wego, zawierający w 1 litrze ok. 40 g miedzi w postaci siarczynu i ok. 200 g kwasu siarkowego.

Pod wpływem prądu stałego (napięcie ok. 0,3 V, gęstość prądu ok. 200 A/m²) anoda ulega rozpuszczeniu $\text{Cu} - 2\text{e} = \text{Cu}^{++}$, a na katodzie wydziela się miedź metaliczna zgodnie z równaniem $\text{Cu}^{++} + 2\text{e} = \text{Cu}$. Katody wyjmuję się z wanny po upływie około dwóch tygodni, gdy osiągną one masę w granicach 80÷140 kg. Miedź katodowa charakteryzuje się wysoką czystością składu chemicznego (99,9÷99,95% Cu).

Na rys. 6.23 przedstawiono fotografie ilustrujące poszczególne etapy procesu wytwarzania pirometalurgicznego miedzi, realizowanego w KGHM Polska Miedź SA.



Rys. 6.22. Schemat wanny do elektrolitycznej rafinacji miedzi: 1 - wanna żelazobetonowa, 2 - płyty z winiduru, 3 - otwór spustowy, 4 - płyty z miedzi pochodzącej z rafinacji ogniowej, 5 - cienkie arkusze z miedzi elektrolitycznej, 6 - szlam, 7 - elektrolit [134]

Tab. 6.2. Efekty rafinacji miedzi elektrolitycznej [107]

Pierwiastek	Rozdział pierwiastków po rafinacji, %		
	w szlamie	w roztworze	w katodach
Ag	97,7	0,0	2,3
Au	98,6	0,0	1,4
Se + Te	97,6	0,0	2,4
Pb	98,3	0,0	1,7
Ni	3,7	94,9	1,4
As	24,7	73,8	1,5
Sb	57,6	40,4	2,0

6.5.3. Hydrometalurgia miedzi

Metoda hydrometalurgiczna stosowana jest do przeróbki ubogich drobnoziarnistych rud tlenkowych oraz roztworów odpadowych zawierających miedź. Polega ona na ługowaniu rud i następnym wydzieleniu miedzi z uzyskanych roztworów.

Proces ługowania polega na rozpuszczeniu miedzi zawartej w rudach za pomocą rozpuszczalnika, którego rodzaj jest zależny od składu chemicznego skały płonnej. I tak w przypadku skały kwaśnej (zawierającej SiO₂) wykorzystuje się wodny roztwór kwasu siarkowego, zaś przy skale zasadowej (CaCO₃ i tlenki Fe) wodny roztwór amoniaku. Ługowanie prowadzi się w kadziach stosując przesączanie rozpuszczalnika przez warstwę rudy lub też mieszając rudę bezpośrednio z rozpuszczalnikiem, przy czym składniki skały płonnej nie powinny ulegać rozpuszczeniu.

Do wydzielenia miedzi z roztworów otrzymanych podczas ługowania wykorzystuje się następujące metody:

- cementacji, w której miedź wytrąca się żelazem zgodnie z reakcją





a)



b)



c)



d)



e)

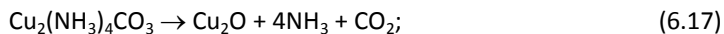


f)

Rys. 6.23. Pirometalurgiczne otrzymywanie miedzi: a) piece szybowe do wytopu kamienia miedziowego, b) konwertor poziomy do świeżenia kamienia miedziowego, c) piec anodowy do rafinacji miedzi surowej, d) odlewanie anod na karuzelowej maszynie odlewniczej, e) rafinacja elektrolityczna miedzi anodowej, f) miedź katodowa o zawartości 99,99% Cu; na podstawie [60]

- powstający osad nazywany miedzią cementacyjną zawiera 60÷90% Cu;
- elektrolizy, w której stosuje się nierozpuszczalne anody (z ołowiu) oraz katody wykonane z cienkich elektrolitycznych blach miedzianych; elektrolitem w procesie jest roztwór siarczanu miedziowego zawierający kwas siarkowy i 20÷50 g miedzi w 1 litrze roztworu; w trakcie elektrolizy na katodzie wydzielą się miedź, a na anodzie tlen; proces kończy się w momencie, w którym koncentracja miedzi w elektrolicie osiągnie wartość około 10÷15 g/l (zużyty elektrolit kieruje się ponownie do ługowania);

- rozkładu cieplnego, stosowanego w przypadku wodnych amoniakalnych roztworów zawierających węglan miedziwoamoniakalny; metoda bazuje na ogrzewaniu (parą wodną przegrzaną) roztworu w specjalnych zbiornikach cylindrycznych, tzw. wyparkach; węglan ulega rozkładowi według reakcji:



powstający tlenek miedziawy Cu_2O utlenia się i powstaje CuO , który przechodzi do osadu i kierowany jest do przeróbki na miedź metaliczną; natomiast amoniak i CO_2 wykorzystuje się do ponownego ługowania.

6.5.4. Wytwarzanie miedzi wtórnej

Miedź wtórna wytwarzana jest w procesie pirometalurgicznym. Przy tym stosowane etapy technologiczne procesu wytwarzania zależą od wielu czynników, m.in. od zawartości miedzi w surowcu wtórnym, rozkładu tej zawartości, czy też od udziału innych składników. Przykładowo, wsad wtórny może zawierać materiały organiczne takie jak powłoki, albo może być oleisty. W takich przypadkach w procesie metalurgicznym należy stosować odpowiednie metody usuwania powłok oraz odolejania.

W pirometalurgii miedzi wykorzystywany jest szeroki zakres surowców wtórnych, z których wybrane zestawiono w tabeli 6.3.

Etapy wykorzystywane w produkcji miedzi wtórnej są zasadniczo podobne jak podczas wytwarzania miedzi pierwotnej. Przy czym z uwagi na fakt, iż surowcami są zwykle tlenki lub metale to w trakcie ich topienia stosowane są warunki redukujące.

Etap wytapiania wtórnego

W przypadku materiałów niskiego i średniego gatunku do wytopu miedzi stosowanych jest wiele pieców, takich jak: piec szybowy, mini piec do wytapiania (pracuje na złomie zawierającym żelazo i cynę), piec obrotowy z górnym dmuchem, czy piec elektryczny z łukiem zakrytym. W razie potrzeby, dla redukcji tlenków metali dodawane jest żelazo (np. zwykły złom żelazny), węgiel (w postaci koksu lub gazu ziemnego) oraz topniki. Opary uchodzące z pieca zawierają lotne metale i tlenki metali (np. cynku, ołowiu, cyny), które można odzyskać w postaci metalu rafinowanego, stopu lub tlenku.

Piec konwertorowy, rafinacja ogniowa i elektrolityczna

Piece konwertorowe i piece do rafinacji ogniowej mają podobną budowę do pieców stosowanych w produkcji pierwotnej. Systemy przetwarzania żużłu i procesy rafinacji elektrolitycznej są z kolei takie same. Podstawową różnicą jest to, że w konwertorach stosowanych w produkcji wtórnej przetwarzany jest metal, a nie kamień miedziowy. Dlatego też w piecach tych dla uzupełnienia ciepła technologicznego stosowany jest koks, podczas gdy w konwertorach pierwotnych ciepło to pochodzi ze spalania składników kamienia. W konwertorach wtórnych ma miejsce także utlenianie i żużlowanie pierwiastków śladowych (żelazo) oraz oddzielanie innych metali (cynk, cyna) w procesie parowania. W konwertorach tych wytwarzana jest miedź konwertorowa, o jakości odpowiedniej do rafinacji ogniowej. Piece do rafinacji ogniowej stosowane są także do topienia złomu wyższego gatunku.

Tab. 6.3. Surowce wtórne stosowane w produkcji miedzi [163]

Rodzaj materiału	Zawartość Cu, % wagowe	Źródła
Zmieszane szlamy miedzi	2 ÷ 25	Pokrywanie powłoką galwaniczną
Złom komputerowy	15 ÷ 20	Przemysł elektroniczny
Mono-szlamy miedziowe	2 ÷ 40	Pokrywanie powłoką galwaniczną
Materiał miedziany-żelazny (w bryłach lub rozdrobniony) z tworników, stojanów, wirników, itp.	10 ÷ 20	Przemysł elektryczny
Popioły mosiężne, popioły i żużle zawierające miedź	10 ÷ 40	Odlewnie, zakłady półwyrobów
Popioły tombakowe, popioły i żużle zawierające miedź	10 ÷ 40	Odlewnie, zakłady półwyrobów
Materiał z maszyny do rozdrabniania złomu	30 ÷ 80	Zakłady rozdrabniania złomu
Chłodnice miedziowo - mosiężne	60 ÷ 65	Samochody
Mieszany złom tombakowy	70 ÷ 85	Wodomierze, koła zębate, zawory, kurki, elementy maszyn, śmigła armatura
Lekki złom miedziowy	88 ÷ 92	Blachy miedziane, okapy, rynny, kotły wodne, grzejniki
Ciężki złom miedziowy	90 ÷ 98	Blachy, wykrojki miedziane, szyny przewodnic, druty, rury
Mieszany złom miedziowy	90 ÷ 95	Lekki i ciężki złom miedzi
Granulki miedziane	90 ÷ 98	Z rozdrobnienia kabli
Złom czysty nr 1	99	Półwyroby, druty, skrawki, taśma

7. Walcownictwo

7.1. Wiadomości podstawowe

Walcowanie jest procesem obróbki plastycznej prowadzonym na zimno lub na gorąco, w którym materiał kształtowany jest przez zgniatanie obracającymi się walcami, tarczami, rolkami lub przemieszczającymi się ruchem posuwisto-zwrotnym szczękami płaskimi. Istotą tego procesu jest ciągły (postępowy, obrotowy lub obrotowo-postępowy) ruch materiału, wywołany aktywnym działaniem sił tarcia występujących między napędzanymi narzędziami a kształtowanym materiałem.

7.1.1. Zakres zastosowania procesu walcowania

Walcowanie stosuje się przede wszystkim do wytwarzania wyrobów płaskich, rur oraz kształtowników (rys. 7.1). Ponadto, w walcarkach specjalnych metodą tą wytwarza się inne wyroby, takie jak: kule, pierścienie, koła bosc i inne. Na podkreślenie zasługuje fakt, iż walcowanie jest najczęściej wykorzystywaną w praktyce metodą plastycznego kształtowania metali i stopów. Szacuje się, że metodą tą przerabia się obecnie około 80% produkowanej stali.

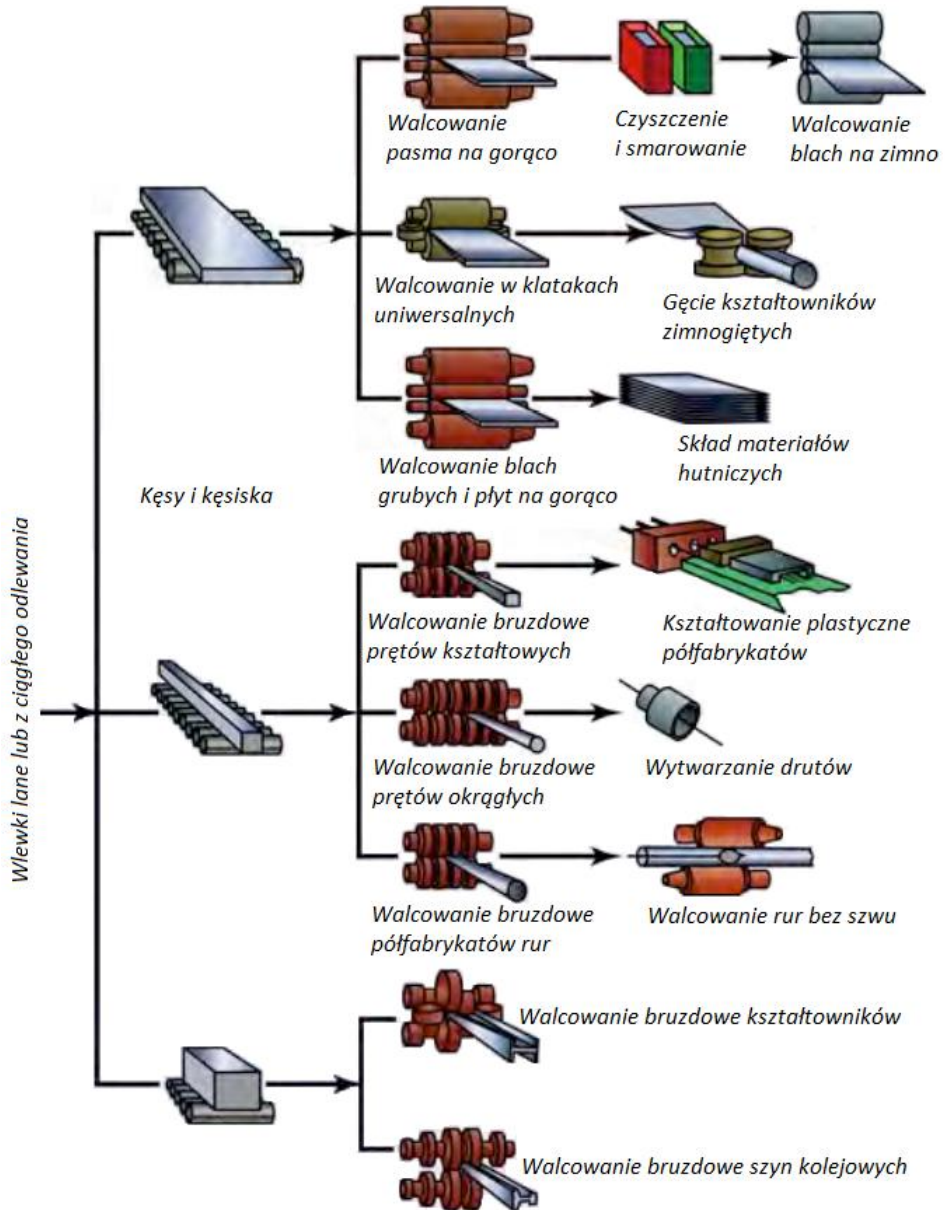
Asortyment wyrobów produkowanych w procesach walcowniczych jest uzależniony od temperatury kształtowanego materiału, w zależności od której wyróżnia się:

- ❑ walcowanie na zimno, przebiegające poniżej temperatury rekryształizacji materiału kształtowanego;
- ❑ walcowanie na gorąco, przebiegające powyżej tej temperatury.

Walcowanie na zimno stosuje się przede wszystkim w celu otrzymania blach cienkich (typowa grubość to $0,16 \div 3$ mm), taśm, folii oraz rur o małych średnicach, rzadziej drobnych prętów, kul i kształtowników. Wsadem do walcowania na zimno są półwyroby otrzymane w walcowniach gorących. Cechą charakterystyczną tego procesu jest umocnienie materiału (skutek zgniotu) prowadzące do zmniejszenia plastyczności materiału (jej przywrócenie wymaga zastosowania wyżarzania międzyoperacyjnego) oraz wzrostu własności mechanicznych (wytrzymałości na rozciąganie, granicy plastyczności, twardości). Zaletami walcowania na zimno są:

- ❑ możliwość otrzymywania wyrobów cienkich o dużej dokładności wymiarowej i dobrej gładkości powierzchni;
- ❑ możliwość uzyskania wyrobów o pożądanym własnościach mechanicznych i fizycznych.

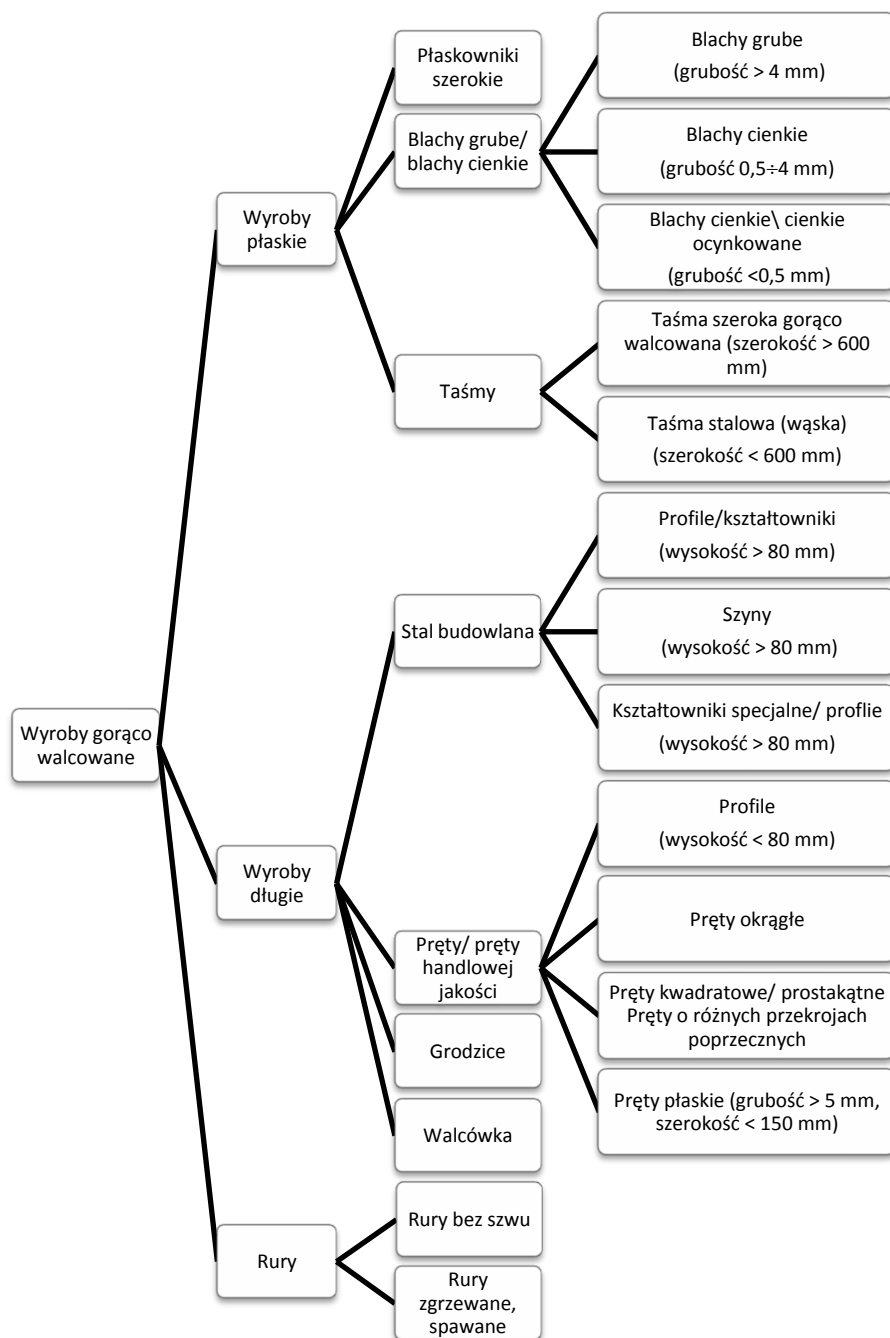
Walcowanie na gorąco wykorzystywane jest przede wszystkim do wytwarzania wyrobów z trudnoodkształcalnych stali i stopów innych metali. Wsadem do kształtowa-



Rys. 7.1. Schematyczne przedstawienie typowych zastosowań procesów walcowania hutniczego; na podstawie [10]

nia są w tym przypadku (rys. 7.1) wlewki lane lub pochodzące z ciągłego odlewania (ewentualnie z walcowni wstępnego przerobu) kęsiska płaskie, kęsiska kwadratowe, kęsy lub inne profile wstępne (np. dwuteowe). Metodą tą produkowane są wyroby płaskie oraz wyroby długie i rury, których podział szczegółowy przedstawiony jest na rys. 7.2. Podstawową zaletą walcowania na gorąco jest lepsza plastyczność materiału - skut-

kująca znacznym zmniejszeniem parametrów siłowo-energetycznych, zaś wadą występowanie zgorzeliny (utrudnia kształtowanie i powoduje straty materiałowe).



Rys. 7.2. Przegląd wyrobów gorąco walcowanych; na podstawie [73]

7.1.2. Metody walcowania

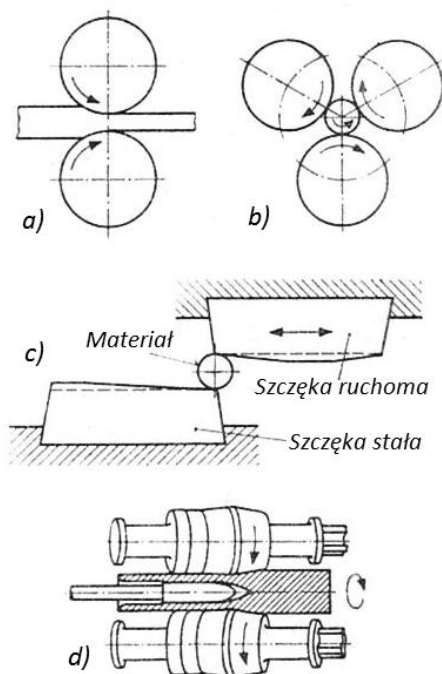
Klasyfikację procesów walcowania można przeprowadzić stosując szereg kryteriów. Za najważniejszy z nich, oprócz temperatury kształtowania (patrz poprzedni rozdział), uważa się kierunek ruchu materiału względem narzędzi (walców). Biorąc pod uwagę to kryterium wyróżnia się:

- ❑ **walcowanie wzdłużne** (rys. 7.3a), w trakcie którego kierunek wydłużania wyrobu jest zgodny z wektorem obwodowej prędkości walców o osiach równoległych i obracających się przeciwnie; jest to najczęściej stosowana metoda walcowania wykorzystywana do kształtowania wyrobów płaskich i długich;
- ❑ **walcowanie poprzeczne** (rys. 7.3b), w którym wyrób walcowany wykonuje ruch obrotowy i ulega wydłużeniu w kierunku prostopadłym do wektora prędkości walców; odmianą tego procesu jest walcowanie szczękami płaskimi (rys. 7.3c); ta metoda walcowania wykorzystywana jest do kształtowania gwintów, uzębień, ślimaków, kół bosych itp.;
- ❑ **walcowanie skośne** (rys. 7.3d), podczas którego wydłużenie materiału zachodzi w kierunku różnym od prostopadłego (zwykle pod kątem 80° – 87°) w stosunku do wektora prędkości obwodowej walców, które ustawione są względem siebie wchrowato i obracają się zgodnie; w trakcie kształtowania materiał obrabiany porusza się równocześnie ruchem obrotowym i postępowym, tj. w sposób śrubowy; ta metoda walcowania służy głównie do produkcji rur oraz wyrobów o kształcie okresowym (kule, pierścienie, śruby itp.).

Procesy walcowania bardzo często klasyfikuje się także pod względem zastosowanego układu walców, to jest ich liczby, położenia, sposobu współpracy i przeznaczenia. Rozróżnia się w tym zakresie walcowanie w walcarkach z walcami poziomymi, pionowymi, skośnymi i in.

W hutnictwie najbardziej powszechne są maszyny wyposażone w walce o osiach poziomych i równoległych (rys. 7.4), wśród których wyróżnia się walcarki:

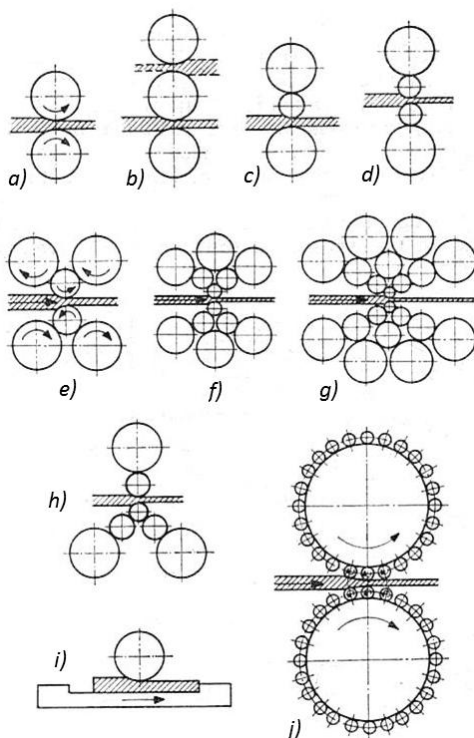
- ❑ duo nawrotne (rys. 7.4a) wyposażone w dwa walce, których kierunek obrotu zmieniany jest na przeciwny po każdym przepuście;
- ❑ duo nienawrotne o dwóch walcach, które w trakcie kształtowania obracają się stale w jednym kierunku;
- ❑ trio (rys. 7.4b) mające trzy walce, obracające się stale w jednym kie-



Rys. 7.3. Klasyfikacja procesów walcowania w zależności od kierunku ruchu materiału względem walców: a) walcowanie wzdłużne, b) walcowanie poprzeczne, c) walcowanie poprzeczne szczękami płaskimi, d) walcowanie skośne [107]

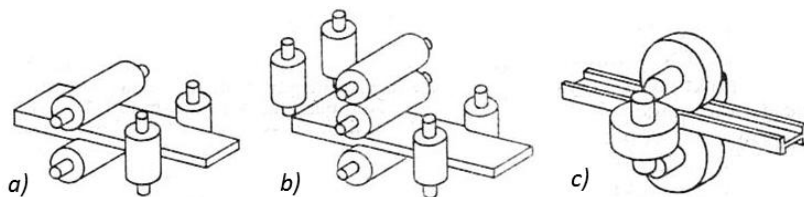
runku, przy czym przepusty pasma realizowane są w obu kierunkach – naprzemiennie dołem i górą;

- trio Lautha (rys. 7.4c) z nienapędzanym walcem środkowym, który podczas przepustu górnego opiera się o wałek dolny, a w czasie dolnego o wałek górny;
- duo podwójne, to jest dwa dwa o przeciwnych kierunkach walcowania;
- kwarto (rys. 7.4d) o czterech walcach, z których dwa (zewnętrzne) są oporowe a dwa (wewnętrzne) robocze;
- wielowalcowe o dwóch walcach roboczych oraz czterech (walcarka seksto – rys. 7.4e), dziesięciu (walcarka dwunastowalцова – rys. 7.4f) lub osiemnastu (walcarka dwudziestowalцова – rys. 7.4g) walcach oporowych; szczególną odmianą walcarki wielowalcowej jest walcarka z niesymetrycznym układem walców (rys. 7.4h);
- do walcowania na płycie (rys. 7.4i) wykorzystujące jeden wałek i płytę ruchomą, stanowiącą rodzaj matrycy, na której ustawiany jest materiał kształtowany;
- planetarne (rys. 7.4j) o dwóch walcach oporowych i dwóch systemach walców roboczych poruszających się wokół walców oporowych.



Rys. 7.4. Walcarki z walcami poziomymi: a) duo nawrotne, b) trio, c) trio Lautha, d) kwarto, e) seksto, f) dwunastowalцова, g) dwudziestowalцова, h) z niesymetrycznym układem walców, i) do walcowania na płycie, j) planetarna [107]

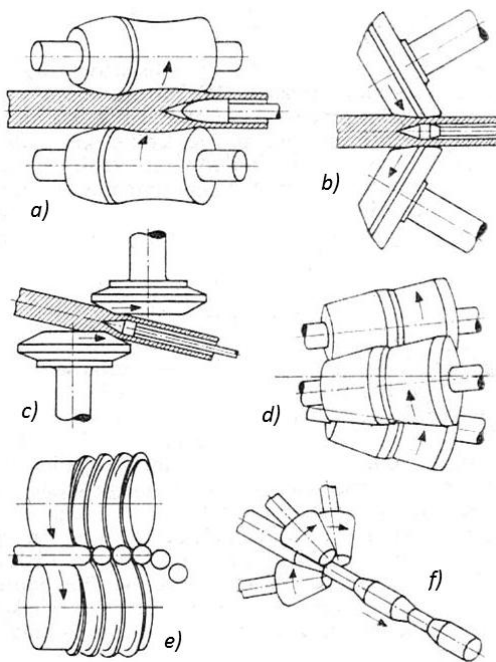
Walcarki z walcami pionowymi wyposażone są w walce o osiach pionowych równoległych. W przypadku, gdy w klatce roboczej walcarki znajdują się zarówno walce pionowe jak i poziome to nazywana jest ona walcarką uniwersalną. Walce pionowe umieszczane są za walcami poziomymi (rys. 7.5a) lub z obydwu ich stron (rys. 7.5b). Maszyny tej konstrukcji wykorzystywane są w walcowniach kęśisk płaskich oraz kształtowników szerokostopowych (rys. 7.5c).



Rys. 7.5. Walcarki uniwersalne z walcami pionowymi i poziomymi (opis w tekście) [107]

W walcarkach skośnych wykorzystuje się dwa lub trzy walce, ustawione skośnie do kierunku walcowania. Przykłady rozwiązań stosowanych w tym zakresie, przedstawione na rys. 7.6, stanowią:

- ❑ walcarka dziurująca Mannesmana (rys. 7.6a) wykorzystywana do wytwarzania tulei grubościennych przeznaczonych na rury bez szwu o średnicach $60 \div 660$ mm;
- ❑ walcarka dziurująca stożkowa Stiefla (rys. 7.6b) stosowana do wytwarzania tulei przeznaczonych na rury o średnicach $60 \div 200$ mm;
- ❑ walcarka dziurująca z walcami talerzowymi Stiefla (rys. 7.6c) przeznaczona do produkcji tulei na rury o średnicach $60 \div 150$ mm;
- ❑ walcarka trójwalcowa Assela (rys. 7.6d), która wykorzystywana jest do wydłużania tulei rurowych;
- ❑ walcarka skośna wyposażona w dwa walce śrubowe (rys. 7.6e), stosowana w produkcji kul na mielniki w zakresie średnic $18 \div 125$ mm;
- ❑ walcarka skośna trójwalcowa przeznaczona do wytwarzania wyrobów o przekroju kołowym okresowo-zmiennym.



Rys. 7.6. Walcarki z walcami skośnymi: a) Mannesmana, b) stożkowa systemu Stiefla, c) z walcami talerzowymi systemu Stiefla, d) Assela, e) do walcowania kul, f) do walcowania wyrobów okresowo-zmiennych [107]

7.2. Walcarki i walcownie

7.2.1. Walcarka i jej części składowe

Walcarka to maszyna wykorzystywana do przeróbki plastycznej metali i stopów, w której materiał kształtowany jest przez obracające się walce, tarcze i rolki (ewentualnie przez poruszające się ruchem posuwisto-zwrotnym szczęki płaskie). Typowa walcarka (rys. 7.7) zbudowana jest z klatki roboczej 1, napędu, walców oraz osprzętu. Układ napędowy składa się z łączników 2, klatki walców zębatych 3, sprzęgła 4, przekładni 5, koła zamachowego 6 oraz silnika 7 (rys. 7.7a, c). Nie zawsze występuje jednak w walcarce konieczność stosowania wszystkich z wymienionych części składowych (np. konstrukcja przedstawiona na rys. 7.7b). I tak przekładnię stosuje się tylko wtedy, gdy niezbędne jest zredukowanie prędkości obrotowej silnika do wymaganej prędkości obrotowej walców. Stosowane są także rozwiązania (rys. 7.7b), w których dzięki indywidualnemu na-

pędowi walców z konstrukcji maszyny eliminowana jest skomplikowana klatka walców zębatych.

Nazwę walcarki tworzy się w zależności od: układu walców występujących w maszynie (np. duo, trio, kwarto, seksto itd.), wymiarów walców i sposobu ich pracy (np. nawrotna, nienawrotna) oraz od nazwisk ich twórców (np. Mannesmanna, Stiefla, Sendzimira i inne). Schematy przytoczonych walcarek, dość powszechnie wykorzystywanych w hutnictwie, przedstawiono w poprzednim rozdziale 7.1.2.

Poniżej bardziej szczegółowo omówiono poszczególne części składowe walcarki, wyszczególnione na rys. 7.8.

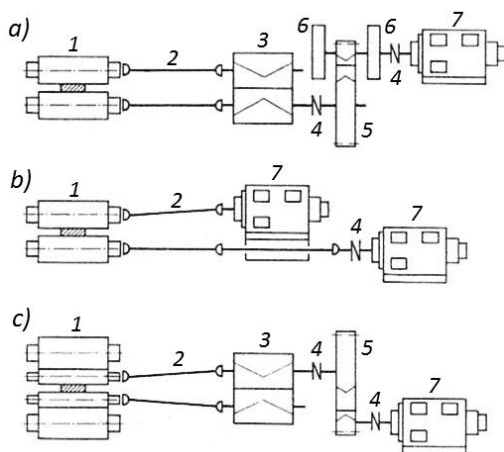
Klatka robocza walcarki składa się z: dwóch stojaków umieszczonych na podstawie (ewentualnie na płycie fundamentowej) połączonych ze sobą rozporami, poduszek (wraz z panewkami łożysk) umieszczonych w oknach stojaków, walców roboczych, osprzętu służącego do kierowania i prowadzenia materiału w trakcie walcowania oraz z urządzeń nastawczych.

Stojak stanowi główną część klatki walcarki, która przejmuje obciążenie podczas walcowania. Może on być wykonany jako zamknięty (rama jednolita o znacznej sztywności) lub otwarty w kształcie litery U, który od góry zamykany jest przez przykręcaną poprzeczkę. Stojaki otwarte są bardziej wygodne w eksploatacji maszyny ze względu na łatwość wymiany walców, ale mają mniejszą sztywność. Najczęściej stojaki wykonuje się jako odlewane ze staliwa.

Poduszki z umieszczonymi w nich panewkami instalowane są w oknach stojaków w sposób umożliwiający ich przesuw pionowy (regulacja rozstawu walców) i osiowy (regulacja po długości narzędzi). Poduszki wykonywane są najczęściej ze stali.

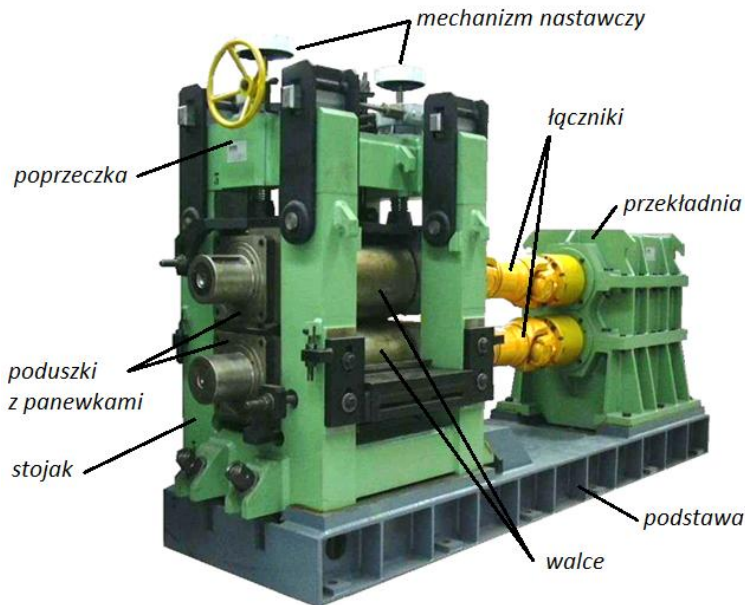
Panewki walców (łożyska ślizgowe) wykonuje się z tworzyw wielkocząsteczkowych, takich jak tekstolit, lignofol oraz lignoston. Materiały te charakteryzują się małą zdolnością przewodzenia ciepła i wymagają intensywnego chłodzenia wodą, zabezpieczającego przed zgrzaniem się powierzchni panewek i czopów. Zaletą tego rodzaju łożysk jest mały współczynnik tarcia i duża trwałość (15÷40 razy większa niż w przypadku panewek metalowych), zaś wadą skłonność do pęcznienia w trakcie pracy. Czasami zamiast panewek wykorzystuje się łożyska toczne, ale rozwiązanie takie jest ograniczone do walcarek mniejszych, pracujących zwykle w warunkach obróbki plastycznej na zimno.

Urządzenia nastawcze są wykorzystywane do regulacji położenia walców. Przy czym walec górny ustawia się zwykle za pomocą śrub nastawczych, umieszczonych w otworach gwintowanych wykonanych w poprzeczkach, zaś walec dolny (rzadziej regulowany) pozycjonowany jest przy użyciu specjalnych klinów. W kierunku osiowym



Rys. 7.7. Walcarki wykorzystywane w hutnictwie: a), b), c) - stosowane układy napędowe; 1 - klatka robocza, 2 - łącznik, 3 - klatka walców zębatych, 4 - sprzęgło, 5- przekładnia, 6 - koło zamachowe, 7- silnik [107]

przemieszczenie walca uzyskuje się wskutek przesuwania panewek w gnieździe poduszki, osiąganego za pomocą odpowiednich śrub regulujących.



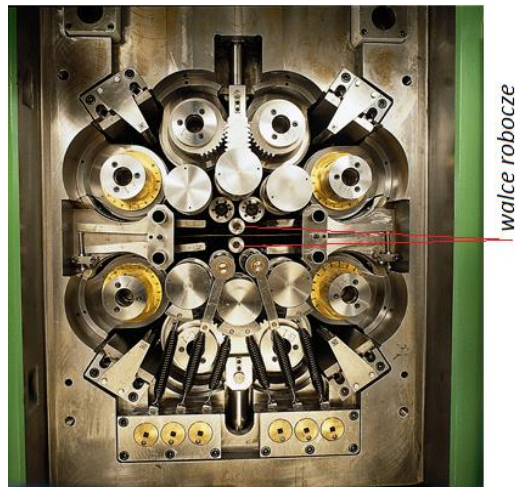
Rys. 7.8. Walcarka duo z zaznaczonymi elementami składowymi, na podstawie [42]

7.2.2. Rodzaje walców

Walce (rys. 7.9) w zależności od zastosowania dzielą się na: **robocze**, które w czasie walcowania stykają się bezpośrednio z materiałem kształtowanym oraz **oporowe**, których zadaniem jest podpieranie walców roboczych i zapobieganie ich ugięciu.

Walce robocze (rys. 7.10) składają się z beczki 1, czopów 2 służących do osadzenia walca w łożyskach oraz z rozety 3 lub łopatki 4, za pomocą których przekazywany jest napęd od łączników (walce nienapędzane pozbawione są rozet i łopatek). Rozróżnia się przy tym następujące walce robocze:

- gładkie (rys. 7.10a) stosowane do walcowania blach, taśm i folii; mogą być one wykonane ze szlifem cylindrycznym, wklęsłym lub wypukłym;
- bruzdowe (rys. 7.10b), mające na beczce nacięte bruzdy 5 i koł-



Rys. 7.9. Klatka walcownicza dwudziestowalcowej walcarki Sendzimira z zaznaczonymi walcami roboczymi; pozostałe walce to walce oporowe [149]

nierze 6, które przeznaczone są do kształtowania prętów i kształtowników;

- skośne (rys. 7.10c) i tarczowe (rys. 7.10d) wykorzystywane głównie do kształtowania rur bez szwu;
- o złożonych kształtach, które wykorzystuje się do walcowania pierścieni, kul, kół zębatach, gwintów i innych wyrobów specjalnych.

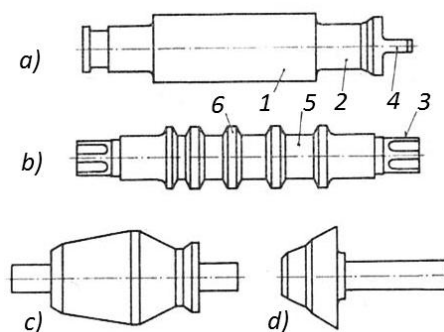
Zadaniem walców oporowych jest podparcie walca roboczego w celu jego odciążenia i zwiększenia dokładności wyrobu

walcowanego, w efekcie zmniejszenia odkształcenia sprężystego narzędzi. Walce robocze opiera się na jednym (walcarka kwarto - rys. 7.4d) lub dwóch (walcarka seksto - rys. 7.4e) walcach oporowych, ewentualnie pośrednio na większej liczbie walców rozmieszczonych w kilku rzędach (walcarki wielowalcowe - np. rys. 7.4f, g). Walec tego typu najczęściej wykonywany jest z beczką gładką i nie posiada rozet i łopat, gdyż napędzany jest tylko w wyjątkowych przypadkach. Długość walca oporowego jest równa długości walca roboczego, a jego średnica wynosi od 1,5 do 7 średnic walca roboczego.

W zależności od materiału i sposobu wykonania rozróżnia się [130]:

- walce żeliwne utwardzone, które odlewa się z żeliwa o małej zawartości krzemu - ale zawierającego molibden - do form metalowych; wskutek szybkiego odprowadzenia ciepła do formy w warstwach przypowierzchniowych walca powstaje twarde żeliwo białe, podczas gdy wewnątrz walca powstaje bardziej plastyczne żeliwo szare (efekt mniejszej prędkości odprowadzenia ciepła); grubość warstwy zewnętrznej wynosi do 25 mm, a przejście do miękkiego rdzenia jest łagodne i odbywa się przez warstwę pośrednią, którą stanowi żeliwo połowiczne;
- walce żeliwne nieutwardzone, które wykonuje się przez odlewanie żeliwa do form piaskowych;
- walce stalowe odlewane, otrzymywane w drodze odlewania do form piaskowych staliwa węglowego lub stopowego;
- walce stalowe, które wykonuje się metodą kucia swobodnego; wsad do kucia stanowią odpowiedniej wielkości wlewki ze stali węglowej lub stopowej;
- walce zespolone, które wykonuje się przez odlanie dwóch materiałów o różnych własnościach; twardą warstwę zewnętrzną (tzw. płaszcz) odlewa się najczęściej z żeliwa stopowego (manganowo-niklowo-chromowego) lub staliwa (chromowo-molibdenowego zawierającego ok. 0,5÷0,6 %C), a miękki rdzeń z żeliwa zwykłego lub staliwa o zawartości 0,6÷0,7 %C;
- walce ze spieków, które stosuje się do walcowania stali stopowych; narzędzia te ze względu na technikę wykonania mają małe wymiary i odznaczają się bardzo dobrą odpornością na ścieranie, są jednak kruche.

W tabeli. 7.1 podano ogólne wskazówki na temat zastosowania różnych rodzajów walców.



Rys. 7.10. Typy walców roboczych: a) gładkie, b) bruzdowe, c) skośne, d) tarczowe [107]

Tab. 7.1. Wskazówki na temat zastosowania poszczególnych rodzajów walców [130]

Typ walcowni	Rodzaj walców
Zgniatacze	Kute walce stalowe, walce stalowe
Walcownie ciężkich kształtowników (szyny, dwuteowniki)	Kute walce stalowe, zwykłe walce żeliwne lub półtwarde
Małe walcownie bruzdowe prętów okrągłych, kwadratowych, drutu i bednarki	Do linii wstępnej: walce zwykłe żeliwne, półtwarde lub utwardzone. Do linii wykańczającej: walce utwardzone
Walcownie blachówki	Do linii wstępnej: walce stalowe lub żeliwne półtwarde. Do linii wykańczającej: walce utwardzone.
Walcownie blachy grubej	Walce utwardzone lub walce półtwarde
Walcownie blachy cienkiej (walce nie chłodzone)	Walcarki wstępne: walce utwardzone. Walcarki na gotowo: walce utwardzone
Walcownie blachy cienkiej (walce chłodzone)	Walce utwardzone miększe
Wyglądarki blach i walcownie blach na zimno	Hartowane walce stalowe lub walce utwardzone o strukturze martenzytyczno-leadeburytycznej
Walcarki skośne	Walce stalowe
Walcarki pielgrzymowe	Walce stalowe kute ze stali stopowych

7.2.3. Podział walcowni

Walcownia to wydział zakładu przemysłowego (najczęściej huty), w którym metale i stopy przerabiane są na wyroby walcowane. W zależności od tego czy proces walcowania prowadzi się na zimno, czy na gorąco wyróżnia się walcownie zimne i walcownie gorące.

Walcownie klasyfikuje się także w zależności od produkowanego asortymentu i jego wymiarów. Kierując się tym kryterium wyróżnia się [18]:

- walcownie półwyrobów, które obejmują tzw. zespoły wstępnego przerobu, tj. zgniatacze i walcownie kęsów;
- walcownie wyrobów gotowych, do których zalicza się:
 - walcownie bruzdowe wykorzystywane w produkcji prętów, kształtowników, walcówki i bednarki wąskiej;
 - walcownie wyrobów płaskich zabezpieczające produkcję blach, bednarki szerokiej, folii i taśm;
 - walcownie rur ze szwem i bez szwu;
 - walcownie okresowe, w których produkuje się wyroby o zmiennym kształcie;
 - walcownie specjalne do produkcji kul, pierścieni, obręczy kół bosych itd.

Wymienione powyżej walcownie dzieli się bardziej szczegółowo na podgrupy, zgodnie z danymi zamieszczonymi w tab. 7.2.

7. Walcownictwo

Tab. 7.2. Klasyfikacja walcowni według ich przeznaczenia [18]

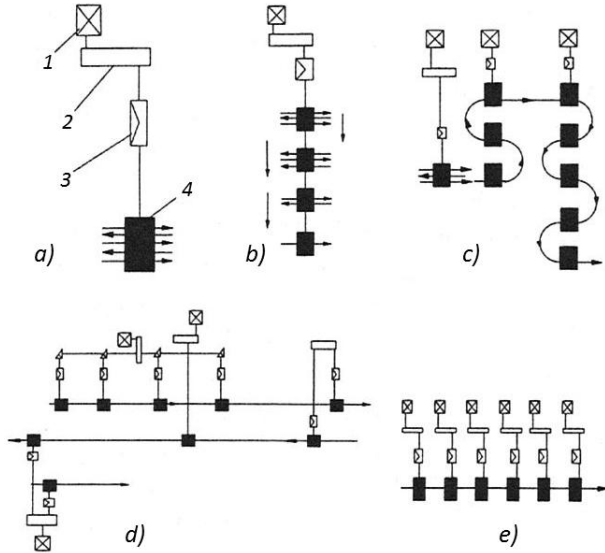
Typ walcowni		Średnica nominalna lub długość beczki walców, mm	Charakterystyczne rodzaje wyrobów, mm
Zgniatacz	kęsisk kwadratowych	800÷1500	Kęsiska kwadratowe 200x200÷400x400
	kęsisk płaskich	1100÷1250	Kęsiska płaskie 100÷300x600÷2000
Walcownia kęsów		500÷900	Półwyroby 50x50 ÷ 150x150
Walcownie bruzdowe	szyn	750÷900	Szyny kolejowe, dwuteowniki 200 i powyżej oraz inne
	duże	500÷800	Pręty 50÷150, dwuteowniki 100÷300 i inne
	średnie	300÷550	Pręty 30÷80, dwuteowniki 80÷120, kątowniki 50x50÷100x100 i inne
	małe (drobne)	250÷350	Pręty 10÷30, kątowniki 25x25÷50x50 i inne
	walcówki	150÷250	Walcówka 4,5÷12
Walcownie blach	grubych	1800÷5500	Blachy o grubości powyżej 4, szerokości 600÷5300
	cienkich	900÷2800	Blachy o grubości poniżej 4, szerokości 600÷2500
	szerokich	1200÷2800	Blachy o grubości 1÷16 w walcowniach gorących i 0,1÷4 w walcowniach zimnych, szerokości 600÷2500
	bednarki	do 1000	Bednarka o grubości 0,5÷10, szerokości do 600
	taśm	do 800	Taśmy o grubości 0,05÷2, szerokości do 300
Walcownie rur	bez szwu	---	Rury gorąco walcowane o średnicy 45÷650; rury zimnowalcowane o średnicy 0,3÷90
	ze szwem	---	Rury o średnicy 10÷2520
Walcownie specjalnego przeznaczenia		---	Obręcze, pierścienie, koła, kule, kształtowniki gięte i inne

Z reguły walcownia wyposażona jest w kilka klatek roboczych (walcarek), które mogą być usytuowane względem siebie w różny sposób. Usytuowanie to ma istotny wpływ na technologię walcowania wyrobu oraz zdolność produkcyjną walcowni. Kierując się tym kryterium, tj. rozmieszczeniem klatek roboczych wyróżnia się następujące typy walcowni:

- jednoklatkowe (rys. 7.11a), które najczęściej wykonuje się jako nawrotne, gdyż dla uzyskania końcowych wymiarów pasma na ogół należy wykonać kilka przepustów;
- liniowe (rys. 7.11b, c), w których klatki robocze umieszczone w jednej linii mają napęd od jednego silnika; walcowania może mieć w tym przypadku zarówno jedną (rys. 7.11b) jak i kilka (rys. 7.11c) linii klatek; walcownie te odznaczają się prostą

konstrukcją i stosunkowo małą wydajnością powodowaną m.in. przez to, że prędkość obrotowa walców zainstalowanych w jednej linii jest jednokowa;

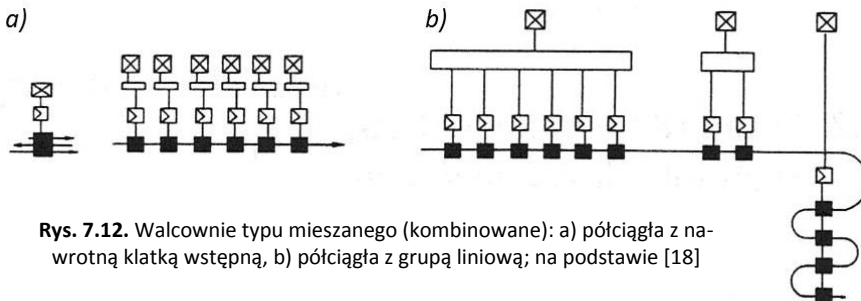
- posobne (rys. 7.11 d), w których klatki robocze rozmieszczone są jedna za drugą, a pasmo przechodzi przez każdą klatkę tylko jeden raz, w związku z czym ilość przepustów równa się ilości klatek; cechą charakterystyczną walcowni tego typu jest to, że odległość między klatkami jest większa niż długość pasma walcowego; powoduje to brak koniczności dokładnego



Rys. 7.11. Podstawowe typy walcowni (ze względu na rozmieszczenie klatek): a) jednokłatkowa, b) i c) liniowe (jedno- i trzyliniowa), d) posobne, e) ciągłe; 1 - silnik, 2 - reduktor, 3 - klatka zębata, 4 - klatka robocza [18]

- zgrania prędkości walców w poszczególnych klatkach oraz ułatwia obsługę walcarki;
- ciągłe (rys. 7.11e) charakteryzujące się szeregowym ustawieniem klatek, które usytuowane są blisko siebie, by w trakcie walcowania pasmo podlegało odkształceniu jednocześnie we wszystkich klatkach; w walcowniach tego typu stosowane są największe prędkości walcowania, a proces kształtowania jest zwykle w pełni zautomatyzowany; trudność w realizacji kształtowania stanowi konieczność dokładnego dostosowania prędkości walcowania we wszystkich klatkach;
- mieszane (kombinowane), cieszące się dużą popularnością; w przypadku, gdy obejmują one grupę ciągłą i dowolną grupę klatek (ewentualnie klatkę nawrotną) to nazywane są walcowniami półciągłymi; schematyczne rozmieszczenie klatek w walcowniach typu mieszanego pokazano na rys. 7.12.

Na rys. 7.13 zestawione zostały fotografie przedstawiające niektóre z omówionych powyżej typów walcowni.



Rys. 7.12. Walcownie typu mieszanego (kombinowane): a) półciągła z nawrotną klatką wstępną, b) półciągła z grupą liniową; na podstawie [18]



a)



b)



c)

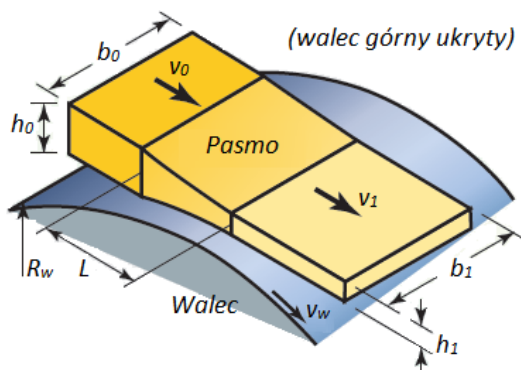
Rys. 7.13. Przykłady zespołów walcowniczych: a) jednokłatkowy, b) liniowy, c) ciągły [59, 110]

7.3. Charakterystyka procesu walcowania

Charakteryzując proces walcowania, ze względu na objętość podręcznika, ograniczono się wyłącznie do metody najpopularniejszej, tj. walcowania wzdłużnego. Charakterystykę procesów walcowania poprzecznego i skośnego znaleźć można w literaturze specjalistycznej, np. [57, 99, 102].

7.3.1. Parametry charakteryzujące odkształcenie

Najprostszym przypadkiem walcowania wzdłużnego jest kształtowanie na walcach gładkich (beczce) pasma o przekroju prostokątnym – rys. 7.14. W wyniku działania sił tarcia, występujących między metalem a narzędziami, pasmo jest wciągane między walce i odkształcane. W efekcie oddziaływania walców na pasmo (w obszarze o długości L - tzw. kotlina odkształcenia) jego wysokość zmniejsza się z h_0 do h_1 . Równocześnie zwiększa się długość i szerokość pasma, odpowiednio od wartości l_0 i b_0 do l_1 i b_1 .



Rys. 7.14. Strefa odkształcenia w procesie walcowania wzdłużnego pasma; na podstawie [10]

Miary odkształcenia plastycznego, stosowane w procesie walcowania wzdłużnego, stanowią:

- gniot bezwzględny

$$\Delta h = h_0 - h_1, \quad (7.1)$$

- poszerzenie bezwzględne

$$\Delta b = b_1 - b_0, \quad (7.2)$$

- wydłużenie bezwzględne

$$\Delta l = l_1 - l_0, \quad (7.3)$$

- gniot względny

$$\varepsilon_h = \frac{\Delta h}{h_0} = \frac{h_1 - h_0}{h_0}, \quad (7.4)$$

- poszerzenie względne

$$\varepsilon_b = \frac{\Delta b}{b_0} = \frac{b_1 - b_0}{b_0}, \quad (7.5)$$

- wydłużenie względne

$$\varepsilon_l = \frac{\Delta l}{l_0} = \frac{l_1 - l_0}{l_0}, \quad (7.6)$$

- współczynnik gniotu

$$\gamma = \frac{h_1}{h_0}, \quad (7.7)$$

- współczynnik poszerzenia

$$\beta = \frac{b_1}{b_0}, \quad (7.8)$$

- współczynnik wydłużenia

$$\lambda = \frac{l_1}{l_0} = \frac{A_0}{A_1}, \quad (7.9)$$

gdzie: A_0 – pole przekroju poprzecznego wsadu, A_1 – pole przekroju poprzecznego pasma po walcowaniu.

W przypadku, gdy proces walcowania realizowany jest w kilku przepustach, to całkowity współczynnik wydłużenia λ_c równy jest iloczynowi współczynników wydłużenia $\lambda_1, \lambda_2, \dots, \lambda_n$ w poszczególnych przepustach:

$$\lambda_c = \lambda_1 \lambda_2 \dots \lambda_n, \quad (7.10)$$

gdzie przez n oznaczono liczbę przepustów.

7.3.2. Warunek chwytu materiału przez walce

Chwycenie materiału przez walce zachodzi dzięki siłom tarcia, występującym na powierzchni styku materiał-narzędzie. Rozkład sił działających w procesie walcowania w chwili chwytu pokazano na rys. 7.15.

Warunkiem chwytu jest, by składowa pozioma T_x siły tarcia T była większa od składowej poziomej N_x siły normalnej N . Po uwzględnieniu zależności trygonometrycznych warunek ten można zapisać jako:

$$T \cos \alpha > N \sin \alpha, \quad (7.11)$$

gdzie: α - kąt chwytu, tworzony przez promień walca przechodzący przez punkt A, w którym następuje pierwsze zetknięcie metalu z walcem oraz prostą pionową łączącą oba środki walców – rys. 7.15.

Siłę tarcia T na podstawie prawa Coulomba - Amontonsa można określić z następującej zależności:

$$T = N\mu = N \tan \rho, \quad (7.12)$$

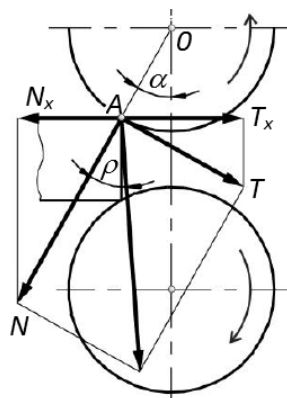
gdzie: μ - współczynnik tarcia, ρ - kąt tarcia ($\mu = \tan \rho$).

Podstawiając zależność (7.12) do nierówności (7.11) po przekształceniach ostatecznie otrzymuje się, że

$$\tan \rho > \tan \alpha \quad \text{lub} \quad \rho > \alpha. \quad (7.13)$$

Z powyższej zależności wynika, że chwytanie i wciąganie materiału między walce zachodzi wtedy, gdy kąt chwytu jest mniejszy od kąta tarcia.

Niektóre wartości kąta chwytu (dla wybranych warunków walcowania) oraz odpowiadające im wartości dopuszczalnego gniołu bezwzględnego zestawiono w tab. 7.3.



Rys. 7.15. Siły przyłożone do materiału w trakcie chwytu [101]

Tab. 7.3. Maksymalny kąt chwytu i wartości $\Delta h/D_w$ w różnych warunkach walcowania stali [130]

Lp.	Warunki walcowania	Kąt chwytu $\alpha, ^\circ$	Stosunek gniołu do średnicy walców $\Delta h/D_w$
1	Walcowanie na gorąco walcami bruzdowymi	30 ÷ 34	1/7,5 ÷ 1/6
2	Walcowanie na gorąco walcami o powierzchni nacinanej	27 ÷ 34	1/9 ÷ 1/6
3	Walcowanie na gorąco walcami gładkimi	22 ÷ 24	1/12
4	Walcowanie na zimno walcami o powierzchni chropowatej	10	1/65
5	Walcowanie na zimno zwykłymi walcami szlifowanymi	5 ÷ 6	1/260 ÷ 1/180
6	Walcowanie na zimno walcami wypolerowanymi (na lustro) i nasmarowanymi olejem	3 ÷ 4	1/700 ÷ 1/400

7.3.3. Zjawiska zachodzące w strefie walcowania

Proces walcowania charakteryzuje wiele parametrów, jednakże za najważniejszy z nich uznaje się wydłużenie, od którego w głównym stopniu uzależniona jest intensywność kształtowania materiału. Przy danym gniocie wydłużenie jest tym większe im mniejsze jest poszerzenie i na odwrót. Z tego względu w procesie walcowania wzdłużnego dąży się do minimalizowania wartości poszerzenia.

Wartość poszerzenia można ograniczyć przez:

- zmniejszenie: średnicy walców, współczynnika tarcia;
- zwiększenie: prędkości walcowania, temperatury kształtowania, stosunku szerokości pasma do jego wysokości, liczby przepustów.

Wartość poszerzenia w procesie walcowania wzdłużnego można oszacować stosując np. wzór Siebla [101]:

$$\Delta b = b_1 - b_0 = a \frac{\Delta h}{h_0 \sqrt{R_{cz} \Delta h}}, \quad (7.14)$$

gdzie: $a = 0,35 \div 0,45$ (mniejszą wartość a należy przyjmować dla temperatury walcowania ponad $1000 \text{ }^\circ\text{C}$), R_{cz} – promień czynny walca, Δh – gniot bezwzględny. Znacznie lepsze rezultaty daje jednakże zastosowanie metod modelowania numerycznego, pozwalających na pełne uwzględnienie parametrów danego przypadku walcowania. Przykładowe zmiany szerokości pasma w trakcie walcowania, obliczone MES pokazano w opracowaniu [101].

W procesie walcowania wzdłużnego materiał wchodzący w strefę odkształcenia ma prędkość mniejszą od prędkości obwodowej walców. Natomiast prędkość materiału wychodzącego z tej strefy jest większa od prędkości obwodowej walców. Istnieje zatem takie miejsce na powierzchni styku walców z kształtowanym materiałem, nazwane punktem podziału, w którym prędkość liniowa walców równa jest prędkości przepływu materiału – rys. 7.16.

Zwiększenie prędkości wyjściowej metalu w stosunku do prędkości obwodowej walców v_w nazywa się wyprzedzeniem. Natomiast występowanie mniejszych prędkości metalu od strony wejściowej określa się mianem opóźnienia. Do liczbowego określenia tych zjawisk wykorzystuje się zależności na:

- wyprzedzenie względne s_w :

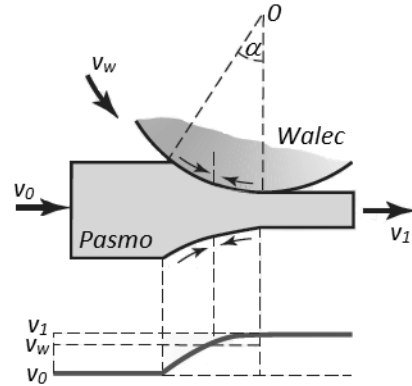
$$s_w = \frac{v_1 - v_w}{v_w}, \quad (7.15)$$

- opóźnienie względne s_0 :

$$s_0 = \frac{v_0 - v_w}{v_w}, \quad (7.16)$$

gdzie: v_0 – prędkość metalu wciąganego między walce, v_w – prędkość obwodowa walców, v_1 – prędkość metalu opuszczającego walce (rys. 7.14 i 7.16).

Wyprzedzenie podczas walcowania mieści się zazwyczaj w granicach od 2 do 5% (dla jednej klatki walcowniczej) i musi być dokładnie określone w przypadku walcowania ciągłego. Na wartość wydłużenia w procesie walcowania wzdłużnego ma wpływ szereg czynników. Intensyfikację tego zjawiska powoduje np. zwiększanie: średnicy walców, współczynnika tarcia, gniotu względnego oraz temperatury kształtowania.



Rys. 7.16. Zmiany prędkości przemieszczania pasma w procesie walcowania wzdłużnego; na podstawie [10]

7.3.4. Parametry siłowe w procesie walcowania

Jednym z ważniejszych parametrów procesu walcowania jest nacisk walców na materiał. Do obliczenia nacisku całkowitego F stosuje się zależność

$$F = p_{sr}A, \quad (7.17)$$

w której A oznacza rzut powierzchni styku materiału z walcami na płaszczyznę poziomą, a p_{sr} - średni nacisk jednostkowy na powierzchni styku.

Rzut powierzchni styku A można obliczyć korzystając z następującej zależności uproszczonej:

$$A = \frac{b_0 + b_1}{2} \sqrt{R_w \Delta h}, \quad (7.18)$$

gdzie: b_0 i b_1 - szerokość pasma przed i po walcowaniu, R_w - promień walca, Δh - gniot bezwzględny.

Na rys. 7.17 przedstawiono rozkład nacisku jednostkowego p wzdłuż łuku styku w procesie walcowania pasma. Nacisk jednostkowy zależy przede wszystkim od wartości naprężenia uplastyczniającego materiału kształtowanego. Na jego wartość mają również wpływ parametry walcowania, takie jak: współczynnik tarcia μ , gniot względny ε_r , średnica walca D_w , temperatura kształtowania T . Przy czym wzrost nacisku jednostkowego powoduje zwiększenie μ , ε_r , D_w oraz zmniejszenie T .

Wartość średniego nacisku jednostkowego można oszacować stosując zależności empiryczne, podane w literaturze specjalistycznej - np. [54, 130, 152]. Przykładowo, w przypadku walcowania na gorąco można zastosować następujący wzór Ekelunda:

$$p_{sr} = \left(1 + \frac{1,6\mu L - 1,2\Delta h}{h_0 + h_1} \right) \left(\sigma_p + \eta \frac{2v_{sr}\sqrt{\Delta h/R_w}}{h_0 + h_1} \right) \quad [\text{MPa}], \quad (7.19)$$

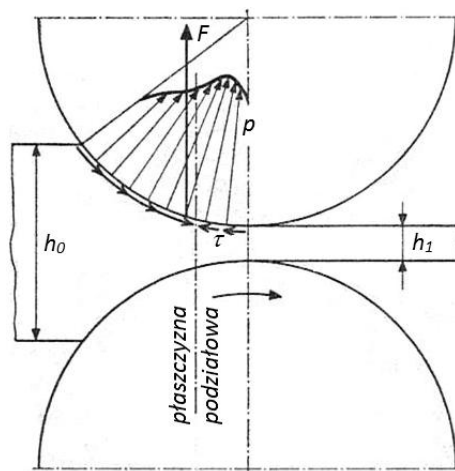
gdzie: v_{sr} - średnia prędkość walcowania, mm/s; Δh - gniot bezwzględny, mm; R_w - promień walców, mm; μ - współczynnik tarcia; L - długość rzutu łuku styku ($L = \sqrt{R_w \Delta h}$), mm; σ_p - naprężenie uplastyczniające, MPa; η - lepkość materiału (dla $T > 800$ °C); h_0 i h_1 - wysokość pasma przed i po walcowaniu, mm.

Ekelund podał także inne zależności empiryczne, za pomocą których wyznaczyć można współczynnik tarcia μ , naprężenie uplastyczniające σ_p i lepkość η w procesie walcowania stopów żelaza z węglem. I tak:

$$\mu = 1,005 - 0,0005 T \quad (7.20)$$

dla walców żeliwnych i stalowych szorstkich, zaś dla walców utwardzonych i stalowych gładkich

$$\mu = 0,8(1,05 - 0,0005 T). \quad (7.21)$$



Rys. 7.17. Rozkład nacisku p na powierzchni styku materiał-narzędzie w procesie walcowania wzdłużnego; τ - naprężenie styczne [107]

Natomiast σ_p i η wynoszą odpowiednio:

$$\sigma_p = 10(14 - 0,01T)(1,4 + C + Mn + 0,3Cr) \text{ [MPa]}, \quad (7.22)$$

$$\eta = 0,1(14 - 0,01T) \text{ [MPa} \cdot \text{s]}. \quad (7.23)$$

W powyższych zależnościach T oznacza temperaturę walcowanego materiału w °C (powyżej 800 °C), zaś C , Mn , Cr określają procentową zawartość węgla, manganu i chromu.

W przypadku kształtowania stali średni nacisk jednostkowy wynosi najczęściej od 50 do 400 MPa dla walcowania na gorąco oraz od 600 do 2500 MPa dla walcowania na zimno, w zależności od warunków. Natomiast nacisk całkowity zależy głównie od możliwości walcarki i może wynosić do 20 MN.

Pracę W niezbędną do odkształcenia (przewalcowania) materiału określa się z następujących zależności:

- przy walcowaniu z poszerzeniem ($b_0 < b_1$)

$$W = 10^6 p_{sr} V \ln \frac{h_0}{h_1} \text{ [J]}, \quad (7.24)$$

- przy walcowaniu bez poszerzenia ($b_0 = b_1$)

$$W = 10^6 p_{sr} V \ln \frac{l_0}{l_1} \text{ [J]}, \quad (7.25)$$

gdzie: V - objętość walcowanego materiału, m^3 ; p_{sr} - średni nacisk jednostkowy, MPa; l_0 i l_1 - długość pasma walcowanego odpowiednio przed i po przepuszczeniu, m.

Moment obrotowy M niezbędny do napędzenia dwóch walców musi pokonać opór tarcia w łożyskowanych czopach (przenoszących całkowitą siłę nacisku walców) oraz moment, który powstaje od nacisku na materiał walcowany:

$$M = 2 \left(F \mu_c \frac{d_c}{2} + Fa \right) = F \mu_c d_c + 2Fa \text{ [Nmm]}, \quad (7.26)$$

gdzie: μ_c - współczynnik tarcia czopów w łożyskach, dla czopa szlifowanego w panewkach metalowych $\mu_c=0,08 \div 0,1$, dla czopa szlifowanego w łożyskach tekstolitowych $\mu_c=0,03$, dla łożysk tocznych $\mu_c=0,002 \div 0,003$; $a \approx (0,45 \div 0,55) \sqrt{\Delta h R_w}$ - ramię siły nacisku F , mm; d_c - średnica czopa walców, mm.

7.4. Walcowanie wyrobów płaskich

7.4.1. Walcowanie blach grubych na gorąco

Blachami nazywa się wyroby walcowane o szerokości 600÷5000 mm. Blachy grube mają grubość w zakresie 4÷60 mm i pod względem zastosowania dzielą się na blachy: konstrukcyjne, na zbiorniki i rury, kotłowe, okrętowe, pancerne oraz na narzędzia.

Blachy grube walcowane są na gorąco, jako blachy taśmowe lub arkuszowe. Wszędzie wykorzystywanym do ich produkcji są wlewki płaskie lub kęsiska płaskie (slaby) o grubości 100÷180 mm i szerokości 200÷380 mm.

W starszych rozwiązaniach w walcowniach blach grubych wykorzystywano tylko jedną walcarkę nawrotną (typu: duo, trio Lautha - ze środkowym walcem nienapędza-

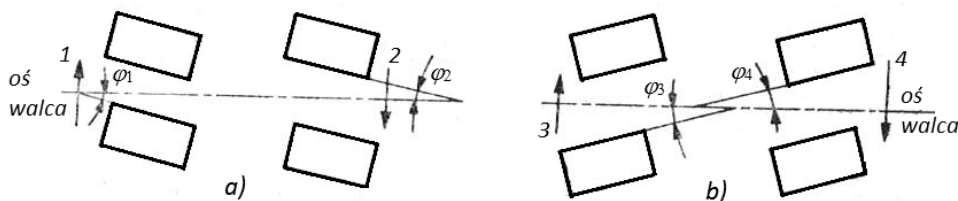
nym, kwarto), w której proces walcowania składający się z kilkudziesięciu przepustów prowadzony był od początku do końca.

Ze względu na fakt, iż szerokość wsadu jest na ogół mniejsza od szerokości blachy to początkowo proces walcowania prowadzi się "na poszerzenie". W pierwszej kolejności zwiększa się długość materiału do wymaganej szerokości blachy. Następnie pasmo obraca się o kąt 90° i walcuje w poprzek. Podczas walcowania pasma szerokiego poszerzenie praktycznie nie zachodzi ($b = \text{const}$). Dlatego dla wyznaczenia grubości h_i pasma (po i -tym przepuście), po osiągnięciu której należy dokonać obrotu pasma, najpierw wyznacza się współczynnik wydłużenia $\lambda_i = b/l_0$, a na jego podstawie ostatecznie oblicza się $h_i = h_0/\lambda_i$.

W walcarkach Lautha w celu osiągnięcia potrzebnej szerokości stosuje się w pierwszych przepustach metodę "zadawania" pasma pod kątem $\varphi=10\div40^\circ$ (rys. 7.18), przy czym pasmo podaje się między walce przemiennie raz jednym a raz drugim narożem. Szerokość pasma uzyskiwanego po takim przepuście można obliczyć stosując następującą zależność:

$$b = \frac{h_0 \lambda}{\sqrt{1 + \sin^2 \varphi (\lambda^2 - 1)}} \quad (7.27)$$

Po uzyskaniu wymaganej szerokości blachy walcowanej w kolejnych przepustach pasmo walcuje się wzdłużnie.



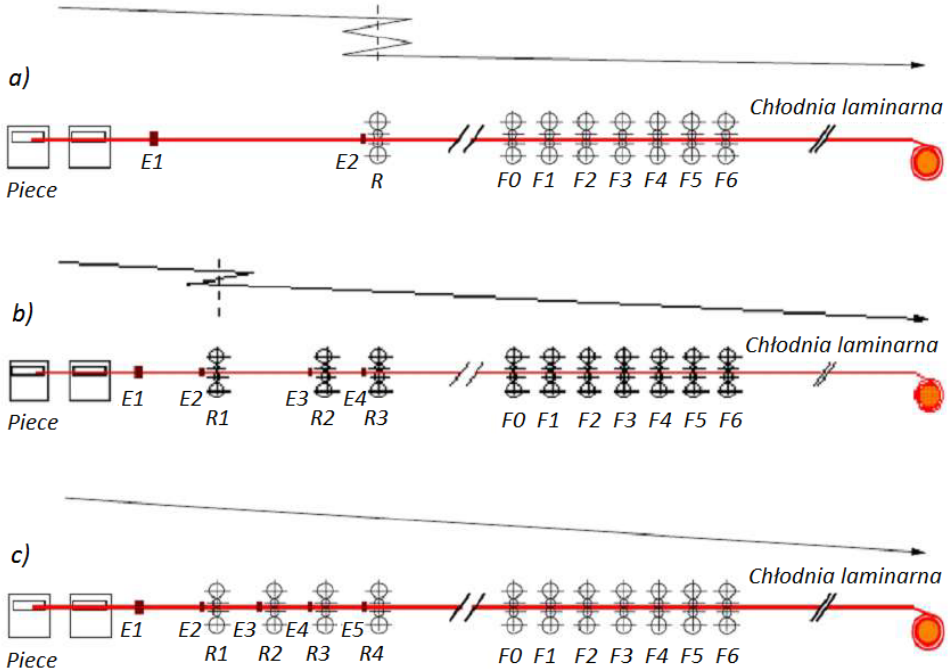
Rys. 7.18. Schemat wprowadzania pasma pod kątem: a) dwa pierwsze przepusty, b) dwa kolejne przepusty [152]

W nowoczesnych rozwiązaniach technologia walcowania blach grubych jest podobna jak w walcowniach starszych, z tą różnicą, że poszczególne operacje walcowania rozkładane są na szereg klatek roboczych, które mogą być zestawione w układach liniowych posobnych lub ciągłych.

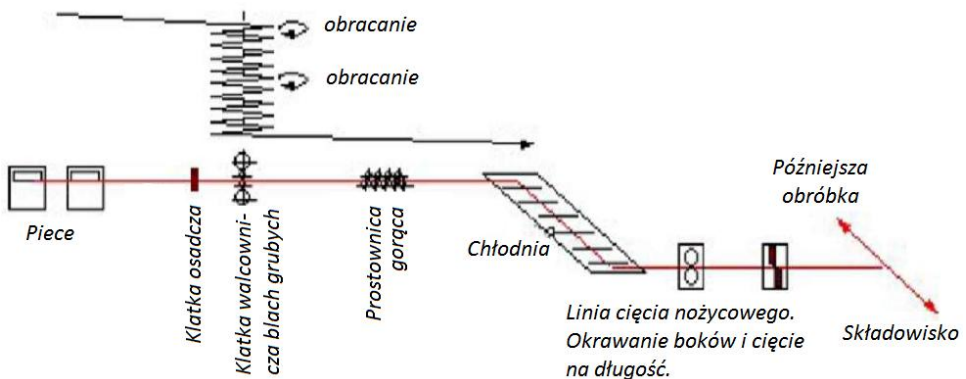
Schematyczne konfiguracje przykładowych, obecnie stosowanych, walcowni gorących blach taśmowych zestawiono na rys. 7.19. Materiał wsadowy po nagraniu do temperatury walcowania w piecu o ruchu ciągłym (zwykle pokrocznym lub przepychowym) podlega zbijaniu zgorzeli wodą podawaną pod dużym ciśnieniem. Następnie walcowany jest wstępnie w grupie wstępnej walcarek lub we wstępnej walcierce nawrotnej. Po czym w grupie klatek wykańczających (zwykle siedem, rzadziej sześć klatek) walcowany jest na grubość końcową. Po ostatniej klatce grupy wykańczającej pasmo chłodzone jest w chłodni laminarnej i ostatecznie zwijane jest w krąg.

Na kolejnym rys. 7.20 przedstawiono schemat współczesnej walcowni blach grubych arkuszowych, w której materiał po podgrzaniu do temperatury walcowania i następnym zbijaniu zgorzeli podlega walcowaniu w klatce nawrotnej kwarto (przy czym

w fazie walcowania na poszerzenie pasmo obracane jest o kąt 90°). Po uzyskaniu żądanej grubości pasmo jest prostowane na gorąco, chłodzone w chłodni, cięte na wymiar. Gotowe arkusze blachy przesyła się do magazynu lub obrabia ciepłnie.



Rys. 7.19. Schematy walcowni gorącej blach taśmowych; a) konfiguracja walcowni pół-ciągłej, b) konfiguracja walcowni $\frac{3}{4}$ ciągłej, c) konfiguracja walcowni ciągłej; E - klatka osadcza, R - klatka wstępna, F - klatka wykańczająca; na podstawie [87]

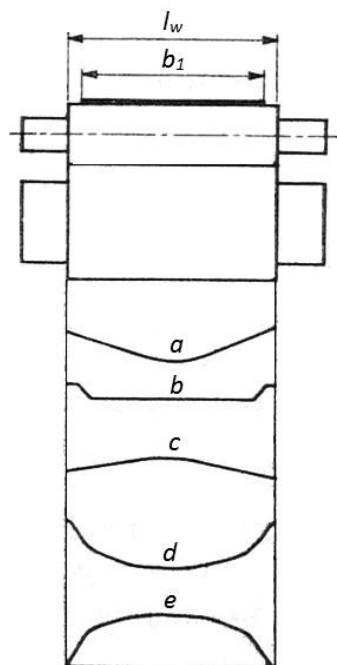


Rys. 7.20. Schemat walcowni gorącej blach grubych arkuszowych (kwarto); na podstawie [87]

W trakcie walcowania pod działaniem nacisku materiału części walcarki przejmującej obciążenia (stojaki, walce robocze i oporowe, poprzeczki itd.) ulegają odkształce-

niom sprężystym. Powoduje to zmianę wielkości szczeliny walcowniczej, co z kolei prowadzi do uzyskania pasma o nierównomiernej grubości. Dla zminimalizowania występujących odchyłek grubości konieczne jest skalibrowanie złożenia walców, odpowiednio do danych warunków walcowania. Rozróżnia się przy tym kalibrowanie (ustalenie obrysu walców) dla układów duo, trio i kwarto, które powinno być prowadzone dla każdej szerokości walcowanego pasma z uwzględnieniem gniotów i nacisków występujących w danym przepuście. Przykład kalibrowania obrysu walców, uwzględniający m.in. rozszerzalność cieplną oraz ugięcie sprężyste walca, pokazano na rys. 7.21.

Rys. 7.21. Schemat profilowania obrysu walca roboczego w złożeniu kwarto: a - ugięcie osi, b - spłaszczenie na powierzchni styku z pasmem walcowanym, c - zmiana średnicy w wyniku nagrzewania, d - wypadkowa: ugięcia, spłaszczenia i zmian temperatury, e - rzeczywiste obrysy bez obciążenia [152]



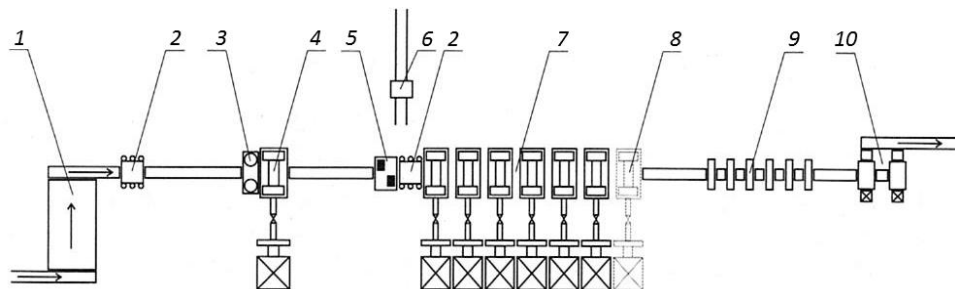
7.4.2. Walcowanie na gorąco i zimno blach cienkich oraz taśm

Blachy cienkie mają grubość 0,2÷4 mm i dostarczane są w arkuszach ciętych o wymiarach od 710 x 510 mm do 3000 x 1500 mm. Blachy te mogą być walcowane na gorąco lub na zimno ze stali węglowej, konstrukcyjnej, zwykłej i wyższej jakości. Rozróżnia się przy tym blachy: cienkie zwykłe, cienkie jakościowe, cienkie do toczenia na zimno, cienkie powlekane, cienkie ze stali specjalnych oraz faliste.

Walcowanie na gorąco

Blachy o grubości powyżej 1 mm można walcować na gorąco w walcowniach ciągłych, a o grubości powyżej 1,2 mm w walcowniach półciągłych.

W realizowanych obecnie procesach walcowniczych wsadom do walcowania są kęsiska płaskie lub wlewki płaskie otrzymywane z maszyny COS, które w jednym procesie (na gorąco) przerabiane są na taśmy. Proces technologiczny walcowania konwencjonalnego, wykonywanego w nowoczesnej walcowni taśm na gorąco, pokazano na rys. 7.22. Proces ten przewiduje stosowanie hydraulicznych zbijaczy zgorzeliny, z których jeden umieszczony jest na początku linii walcowniczej (za piecem grzewczym), a drugi bezpośrednio przed grupą walcarek wykańczających. Pasma najpierw walcowane jest w grupie wstępnej walcarek, które mają za zadanie zredukować jego grubość do 26÷55 mm, w trakcie od trzech do siedmiu przepustów sposobem nawrotnym (maksymalna prędkość walcowania wynosi 6,5 m/s). Następnie za pomocą nożycy bębnowej wyrównywany jest początek i koniec pasma, które po przycięciu kierowane jest do grupy klatek wykańczających, tworzonych w omawianym przypadku przez sześć walcarek typu kwarto, rozmieszczonych w układzie ciągłym (końcowa prędkość walcowania wynosi



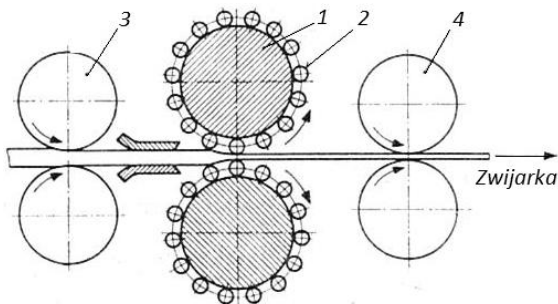
Rys. 7.22. Schemat rozplanowania urządzeń w walcowni taśm na gorąco L2250 mm w Hucie Arcelor Mittal Poland w Krakowie: 1 - piec pokroczny, 2 - hydrauliczny zbijacz zgorzeliny, 3 - walcarka pionowa typu duo $\text{Ø}1100$, 4 - walcarka kwarto $\text{Ø}1250/1600$, 5 - bębnowa nożyca latająca, 6 - transporter obcinaków, 7 - sześć walcarek typu kwarto: $\text{Ø}825/1600$ (1÷4) i $\text{Ø}730/1600$ (5 i 6), 8 - fundament pod siódmą walcarkę, 9 - chłodnia laminarna o długości 112,5 m, 10 - zwijarki podłogowe [143]

20,4 m/s). Odwalcowana na końcowy wymiar taśma przechodzi przez chłodnię laminarną i trafia do zwijarek, gdzie zwijana jest w kręgi z prędkością wynoszącą 21,7 m/s.

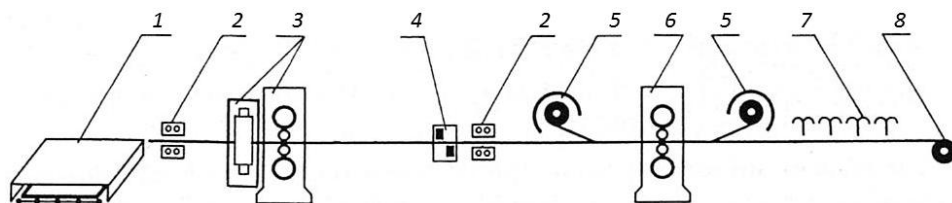
W walcowniach gorących blach cienkich wykorzystywane są także walcarki planetarne (rys. 7.23), których klatka składa się z dwóch walców oporowych o dużych średnicach (np. 1350 mm) oraz toczących się po nich licznych walców roboczych o małej średnicy (np. 180 mm). W kotlinie walcowniczej materiał kształtowany jest jednocześnie przez trzy pary walców roboczych, których prędkość obwodowa ma zwrot przeciwny do podawania pasma. Gnioty wywierane przez poszczególne walce robocze są niewielkie, ale gniot sumaryczny (dzięki zastosowaniu dużej liczby walców roboczych) uzyskiwany w jednym przepuszczeniu może wynosić do 95%. Przykładowo, z kęsiska o grubości $40\div 100$ mm uzyskuje się w jednym przepuszczeniu taśmę o grubości $1\div 4,7$ mm. Taśma wychodząca z walcarki planetarnej ma nierówną powierzchnię i dlatego też przed zwinięciem w kręgi przepuszczana jest przez walcarkę wygładzającą.

Inne rozwiązanie stosowane w konwencjonalnym walcowaniu na gorąco blach cienkich polega na wykorzystaniu dwóch walcarek nawrotnych typu kwarto (rys. 7.24). W pierwszej klatce walcuje się kęsiska płaskie o grubości około $10\div 12$ mm. Natomiast druga klatka wyposażona jest w zwijarki ustawione po obu stronach klatki, które dodatkowo umieszczone są w piecach w celu podgrzewania pasma w trakcie walcowania. Po ostatnim przepuszczeniu taśma o grubości $2\div 3$ mm odprowadzana jest poprzez chłodnię do końcowej (oddzielnej) zwijarki.

W ostatnim okresie coraz częściej łączy się procesy odlewania i walcowania taśm, przy czym integracja tych procesów sprowadza się do zastosowania następujących osiągnięć:



Rys. 7.23. Walcowanie taśmy na gorąco w walcierce planetarnej Sendzimira: 1 - wałek oporowy, 2 - wałek roboczy, 3 - klatka z walcami podającymi materiał, 4 - klatka walców wygładzających pasmo [107]



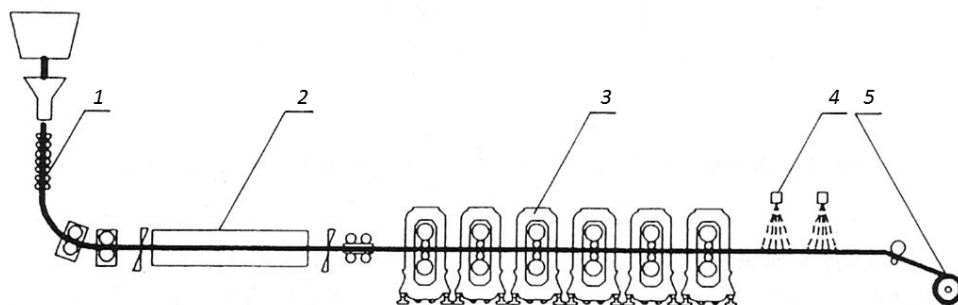
Rys. 7.24. Schemat rozplanowania urządzeń w walcowni Steckel'a w Avesta: 1 - piec pokroczny, 2 - hydrauliczny zbijacz zgorzeliny, 3 - walcarka wstępna kwarto i walcarka osadzająca duo pionowe, 4 - nożyca, 5 - zwijarki w piecach, 6 - walcarka Steckel'a, 7 - chłodnia laminarna, 8 - zwijarka podłogowa [143]

- ❑ odlewania w sposób ciągły wlewka o cienkim przekroju ($h_0 \leq 150$ mm), zwanego także zbliżonym do gotowego wyrobu (ang. near-net-shape casting);
- ❑ bezpośredniego lub co najmniej gorącego (temperatura materiału w zakresie $600 \div 1000$ °C) połączenia procesów odlewania COS i walcowania.

Procesy wytwarzania przebiegające z uwzględnieniem wymienionych powyżej zagadnień znane są jako zintegrowane procesy walcowania taśm. Opracowano przy tym szereg odmian tych procesów, z których najpopularniejsze stanowią: proces CSP (Compact Strip Production), proces ISP (Inline Strip Production), ConRoll (Continuous Thin Slab Casting and Rolling).

Przykład typowej linii CSP przedstawiono na rys. 7.25. W jej skład wchodzi następujące zespoły urządzeń [119]:

- ❑ maszyna COS typu pionowego z zaginaniem pasma,
- ❑ piec tunelowy służący do podgrzewania i wyrównywania temperatury we wsadzie,
- ❑ nożyce umieszczone przed oraz za piecem,
- ❑ hydrauliczny zbijacz zgorzeliny usytuowany przed zespołem walcarek,
- ❑ zespół walcowniczy składający się z 5÷6 walcarek kwarto ustawionych w układzie ciągłym,
- ❑ chłodnia laminarna,
- ❑ jedna lub dwie zwijarki typu podłogowego.



Rys. 7.25. Schemat rozplanowania głównych urządzeń w zintegrowanej walcowni CSP: 1 - maszyna COS, 2 - piec, 3 - zespół walcarek, 4 - chłodnia, 5 - zwijarka; dzięki małej grubości wlewka (ok. $40 \div 50$ mm) w procesie CSP udało się wyeliminować z procesu walcowniczego wstępną grupę walcarek [143]

Walcowanie na zimno

Blachy i taśmy cienkie o grubości poniżej 1 mm, jak również wyroby o małej chropowatości powierzchni oraz o odpowiednich własnościach mechanicznych produkowane są metodą walcowania na zimno. Proces walcowania prowadzi się praktycznie wyłącznie w kręgach, korzystając z wsadów odwalcowanych na gorąco. Typowy proces technologiczny walcowania blach na zimno obejmuje następujące operacje:

- ❑ przygotowanie wsadu do walcowania na zimno, w trakcie którego powierzchnię blachy oczyszcza się ze zgorzeliny, przede wszystkim za pomocą trawienia, a następnie szlifuje ją w celu usunięcia wszelkich wad (rys, łusek itd.); do operacji przygotowawczych zalicza się także wyżarzanie blach gorąco walcowanych;
- ❑ walcowanie blach na zimno, często połączone z wyżarzaniem międzyoperacyjnym stosowanym w celu usunięcia skutków zgniotu (umocnienia) materiału kształtowanego;
- ❑ obróbkę cieplną blach prowadzoną w celu nadania im wymaganych własności mechanicznych;
- ❑ wykańczanie blach obejmujące: wygładzanie blach, smarowanie ich powierzchni, rozwijanie, prostowanie i cięcie na odcinki o żądanej długości.

W procesie walcowania na zimno wykorzystuje się przede wszystkim walcarki nawrotne, umożliwiające wykonanie wielu przepustów, bez zdejmowania taśmy z walcarki. Typowa walcarka nawrotna (rys. 7.26) składa się z klatki roboczej z umieszczonymi w niej walcami, dwu zwijarek (z przodu i z tyłu klatki) oraz z jednej rozwijarki z przodu. Ponadto, wyposażona jest ona w urządzenia do wytwarzania naciągów przednich i tylnych w każdym przepuście (ich zastosowanie powoduje zmniejszenie nacisków podczas walcowania) oraz w urządzenia kontrolne, umożliwiające np. pomiar grubości blachy.



Rys. 7.26. Schemat nowoczesnej walcarki nawrotnej sześciowalcowej wyposażonej w dwie zwijarki i jedną rozwijarkę taśm, układy naciągające taśmę, system chłodzenia i smarowania walcowanego pasa, mikrometry rentgenowskie oraz układ kontroli automatycznej AGC (Automatic Generation Control) [88]

Walcowanie na zimno przebiega z dużymi prędkościami (sięgającymi kilkudziesięciu m/s) w związku z czym podczas kształtowania wydzielają się duże ilości ciepła. Dlatego też taśmę chłodzi się powietrzem lub mieszaniną oleju z wodą (emulsją), która nie tylko odbiera ciepło walcowanemu pasmu, ale także je smaruje. Zatem walcarki wyposaża się także w urządzenia do pompowania, natryskiwania, filtrowania i chłodzenia emulsji.

Proces walcowania w walcarkach nawrotnych ma także pewne wady, do których zalicza się przede wszystkim: walcowanie taśmy we wszystkich przepustach przez tą samą parę walców roboczych oraz stratę energii występującą przy zmianie kierunku walcowania (konieczność hamowania biegu całej walcarki wraz z urządzeniami towarzyszącymi i ponownego jej rozpędzania w kierunku przeciwnym). Wady te można wyeliminować stosując zespół walcarek nawrotnych, ustawionych kolejno jedna za drugą w układzie ciągłym. W takim przypadku taśma odwijana z kręgu wprowadzana jest kolejno pomiędzy walce pierwszej klatki, następnie drugiej, trzeciej (ewentualnie dalszych klatek) i ostatecznie do zwijarki.

W walcarkach nawrotnych do walcowania na zimno wykorzystuje się klatki z walcami kwarto lub klatki wielowalcowe (np.: rys. 7.9, rys. 7.27), wśród których największe znaczenie mają walcarki dwudziestowalcowe, odznaczające się największą sztywnością i umożliwiające dokładne walcowanie najcieńszych taśm. Przykładowo, walcarki Sendzimir dają możliwość uzyskania odchyłek: $\pm 0,003$ mm dla taśmy o grubości 0,075 mm, $\pm 0,004$ dla taśmy o grubości 0,1 mm oraz $\pm 0,005$ mm dla taśmy o grubości 0,5 mm.

Podział najważniejszych rodzajów walcarek oraz układów walcowni do walcowania na zimno podano w tab. 7.4.



Rys. 7.27. Walcarka nawrotna sześciowalcowca do walcowania taśm na zimno [1]

7.5. Walcowanie wyrobów długich

Wyroby długie kształtowane są w walcowniach bruzdowych, których program walcowania obejmuje:

- szyny (kolejowe, tramwajowe, dźwigowe i inne);
- kształtowniki (dwuteowniki, teowniki, kątowniki, ceowniki, zetowniki i inne);
- profile prętowe (okrągłe, półokrągłe, eliptyczne, kwadratowe, sześciokątne, płaskowniki i inne);

Tab. 7.4. Orientacyjny podział najważniejszych rodzajów walcarek i układów do walcowania na zimno blach i taśm; na podstawie [151]

Rodzaj walcarki i układu	Przeznaczenie walcarki				Maksymalna prędkość walcowania, m/s
	Materiał walcowany	Grubość wsadu, mm	Grubość wyrobu, mm	Długość beczki, mm	
Nawrotne duo	Stal i metale nieżelazne	3 ÷ 6	od 0,2	do 3000	2,5 ÷ 15
Nawrotne kwarto	Metale nieżelazne	do 10	0,2 ÷ 6	do 3000	2,5 ÷ 15
Układy ciągłe 3-klatkowe kwarto	Stal, aluminium i jego stopy	2 ÷ 4	nie mniej niż 0,6 ÷ 0,7	do 2150	5 ÷ 20
Układy ciągłe 4-klatkowe kwarto	Stal i niektóre metale (aluminium)	2 ÷ 3,7	0,3 ÷ 2,6	do 2150	do 20
Układy ciągłe 5- i 6-klatkowe	Stal	2 ÷ 23	0,15 ÷ 0,38	do 2185	do 40
O bardzo małych walcach roboczych, np. 6-walcowe	Stal i inne metale	---	grubsze od 0,02	do 1000	do 7,0
Wielowalcowe, zwłaszcza 20-walcowe	Stal i inne metale (zwłaszcza stale nierdzewne)	0,15 ÷ 3,0	0,002 ÷ 0,7	do 2000	do 10
Wygładzarki jedno- lub dwuklatkowe kwarto, rzadziej duo	Stal i inne metale	0,1 ÷ 6	0,1 ÷ 6	do 2500	---

□ walcówkę w kręgach (o przekroju okrągłym i kwadratowym).

Podział walcowni bruzdowych przedstawiono w tabeli 7.2.

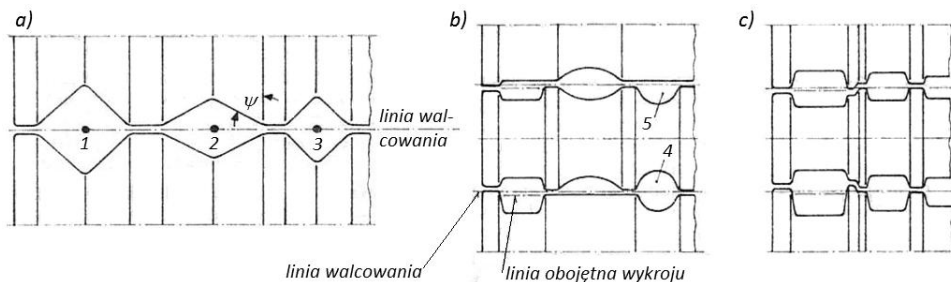
7.5.1. Kalibrowanie walców – rodzaje i kształty wykrojów

W zależności od kształtu profili walcowanych projektuje się układy wykrojów w walcach, które tworzone są z bruzd wykonanych we współpracujących walcach. Przy czym wykorzystywane są następujące układy wykrojów:

- poziomy (rys. 7.28a), stosowany w walcarkach duo;
- skośny (rys. 7.28b), stosowany w walcarkach trio, gdzie kolejne wykroje są przesunięte względem siebie, co prowadzi do niewykorzystania części beczek walców;
- pionowy (rys. 7.28c), zwany sprzężonym, który pozwala na lepsze wykorzystanie beczek walców pracujących w układzie trio; sprzężenie wykrojów polega na tym, że bruzda wytoczona w walcu środkowym współpracuje zarówno z bruzdą walca dolnego (wykrój dolny) jak i górnego (wykrój górny).

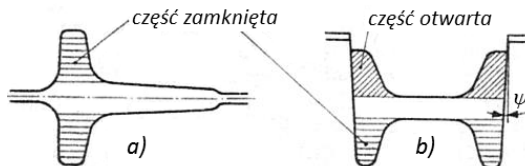
W praktyce walcowniczej wykorzystuje się szereg wykrojów, które można sklasyfikować stosując różne kryteria. Wyróżnia się zatem następujące wykroje:

- w zależności od uczestnictwa w procesie walcowania:



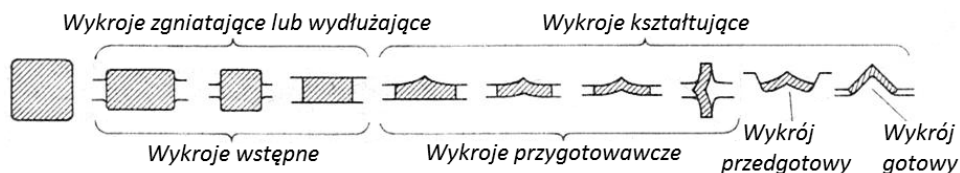
Rys. 7.28. Układy wykrojów: a) poziomy (1, 2, 3 - kolejność przepustów), b) skośny (4 - wykrój czynny, 5 - wykrój martwy), c) pionowy [107]

- czynny, który uczestniczy w procesie walcowania określonego profilu (poz. 4 – rys. 7.28b);
- zaślepiony - nie wykorzystywany podczas walcowania określonego profilu;
- martwy, tj. taki, który tworzy tylko jedną bruzda wytoczona w walcu środkowym (poz. 5 - rys. 7.28b);
wykrój ten występuje w walcarkach trio przy skośnym układzie wykrojów;

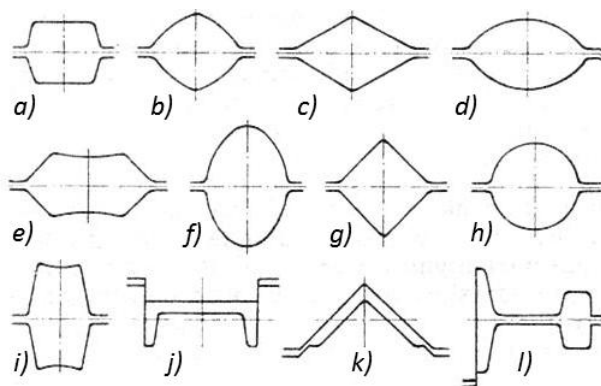


Rys. 7.29. Konstrukcje wykrojów: a) wykrój otwarty z częścią zamkniętą, b) wykrój zamknięty z częścią otwartą; część otwartą wykroju tworzy obrysie wytoczone w dwóch walcach, a część zamkniętą obrysie wytoczone w jednym walcu [107]

- w zależności od konstrukcji:
 - otwarty (rys. 7.29a) tworzony przez dwie bruzdy wgłębione lub jedną wgłębioną i drugą wystającą, przy czym kąt nachylenia ściany $\psi > 30^\circ$;
 - zamknięty (rys. 7.29b), składający się z bruzdy wgłębionej (o nachyleniu ścian pod kątem $\psi \leq 30^\circ$) i bruzdy wystającej;
- w zależności od działania (rys. 7.30): zgniatający, wydłużający, osadczy, kształtujący, rozcinający (nożowy);
- w zależności od kolejności przepustów (rys. 7.30): wstępny, przygotowawczy, przedgotowy lub gładzik oraz gotowy;
- w zależności od kształtu (rys. 7.31): skrzynkowy, ostrołukowy, rombony, owalny, prętowy (np. kwadratowy, okrągły) i kształtowy (np. ceownikowy, kątowny, szynowy).



Rys. 7.30. Podział wykrojów w zależności od działania oraz od kolejności przepustów [107]



Rys. 7.31. Kształt wykojów: a) skrzynkowy, b) ostrołukowy, c) rombowy, d) owal jednopromieniowy, e) owal szwedzki, f) owal osadczy, g) kwadratowy, h) okrągły, i) osadczy, j) ceownikowy, k) kątowy, l) szynowy [107]

Wykoje powinny być zaprojektowane w taki sposób, by różnica prędkości obwodowych bruzd współpracujących ze sobą była jak najmniejsza.

Linia obojętną wykoju nazywa się linią równoległą do osi walców i przebiegającą przez środek wykoju (rys. 7.28). W przypadku, gdy linia ta przebiega poniżej linii walcowania, ułożonej pośrodku między osiami dwóch współpracujących walców, to zachodzi docisk górny i materiał wygina się podczas walcowania w dół. Natomiast, gdy linia ta przebiega powyżej linii walcowania zachodzi docisk dolny, a wygięcie następuje w górę.

Ważnym parametrem wykoju jest nachylenie bocznych ścian wykoju (bruzdy) względem linii poprowadzonej prostopadle do linii obojętnej wykoju. Właściwe nachylenie ścian ułatwia wprowadzenie i wyjście pasma z wykoju i zapobiega ewentualnemu zakleszczeniu materiału w wykoju. Wielkość nachylenia dobiera się w zależności od kształtu wykoju, kolejności wykoju w procesie walcowania, dopuszczalnych odchyłek oraz złożenia wykoju. Miarą nachylenia jest tangens kąta ψ (rys. 7.29) lub wartość wyrażona w procentach głębokości bruzdy (w praktyce przyjmuje się dla wykojów: zgniatających $5 \div 15\%$, wstępnych $3,5 \div 7,5\%$, kształtujących $1,5 \div 5\%$, gotowych $1 \div 1,5\%$).

W procesie walcowania wyrobów długich realizowanych w walcowniach bruzdowych obowiązuje tzw. system wydłużający kolejnych wykojów, zakładający, że odkształcenie w kolejnych wykojach przebiegać będzie przy współczynnikach wydłużenia $\lambda > 1$ – tab. 7.5. Przy czym nazwa zastosowanego w konkretnym przypadku systemu pochodzić będzie od kształtów wykorzystanych wykojów. Przykładowo, w procesie walcowania prętów najczęściej wykorzystywane są następujące systemy:

- kwadrat – romb – kwadrat,
- kwadrat – owal – kwadrat,
- owal – koło – owal,
- owal – owal.

Szczególną uwagę w trakcie kalibrowania walców należy zwrócić na wykrój przedgotowy i gotowy. Projektując ich kształt i wymiary należy uwzględnić zniekształcenia powstające w trakcie stygnięcia oraz skurcz wymiarowy (powodowany zmianą wymiarów zachodzącą pod wpływem temperatury), który dla stali wynosi $1 \div 1,5\%$.

Tab. 7.5. Współczynniki wydłużenia λ stosowane w walcowaniu wyrobów długich [130]

Lp.	Rodzaj walcowania	Współczynnik λ
1	Zgniatanie wstępne	1,1 ÷ 1,25
2	Walcowanie wykańczające	1,15
3	Wydłużanie systemem: kwadrat – owal	1,5 ÷ 1,8
	kwadrat – romb	1,25 ÷ 1,5
4	Profilowanie wstępne	1,3 ÷ 1,8
5	Profilowanie pośrednie	1,2 ÷ 1,4
6	Profilowanie wykańczające	1,1 ÷ 1,2

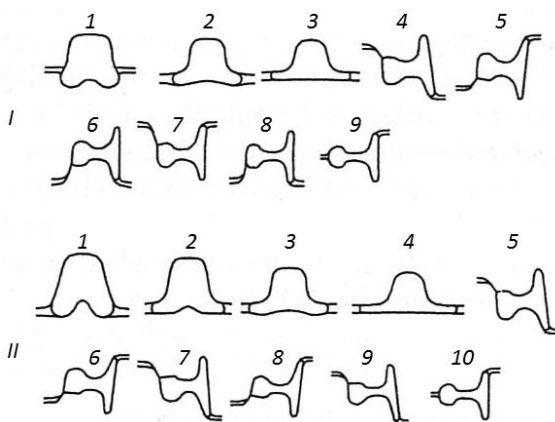
7.5.2. Przykładowe rozwiązania

W bieżącym rozdziale na kilku przykładach zasygnalizowano problematykę walcowania wyrobów długich. Więcej informacji na temat technologii walcowania kształtowników, prętów i walcówki wraz z wytycznymi odnośnie kalibrowania walców znaleźć można w monografii [18].

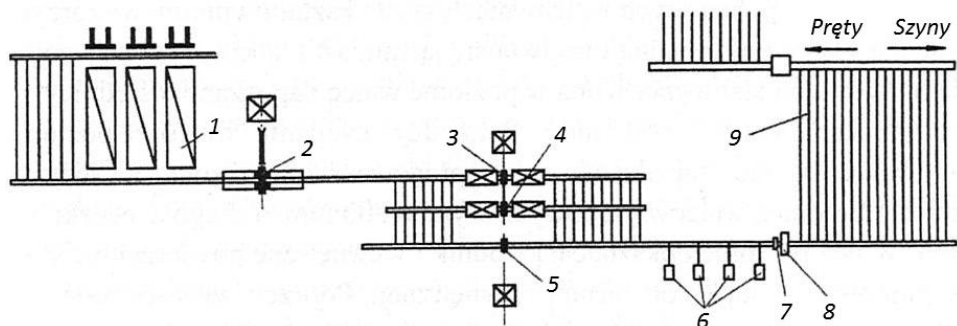
Walcowanie szyn

Szyna kolejowa należy do profili niesymetrycznych, co skutkuje niemożliwością uzyskania jednakowego wydłużenia we wszystkich częściach profilu (główce, środku i stopie). Największe wydłużenie występuje w środku, gdzie materiał jest przerabiany plastycznie w sposób najbardziej intensywny. Istnieje szereg systemów kalibrowania szyny, z których dwa wybrane pokazano na rys. 7.32. Wspólną cechą stosowanych systemów jest dążenie do korzystnego przekształcenia makrostruktury wsadu, w taki sposób, by najbardziej zanieczyszczone strefy materiału (położone centralnie we wsadzie) nie osłabiały wyrobu finalnego.

Szyny kolejowe są najczęściej wykonywane w walcowniach typu liniowego, składających się z 4 lub 5 klatek duo i trio, które rozmieszczone są w dwóch lub trzech liniach (rys. 7.33). Walcownie te wyposażone są we własne piece grzewcze, co pozwala na prowadzenie procesu walcowania w optymalnym zakresie temperatury. W walcowniach takich oprócz szyn produkowane są także inne kształtowniki o dużych wymiarach (np. dwuteowniki, ceowniki, kątowniki), a także pręty duże o przekroju kwadratowym i okrągłym.



Rys. 7.32. Kalibrowanie wykrojów stosowanych w produkcji szyn kolejowych: I i II - systemy kalibrowania; 1÷10 - kolejność przepustów [54]



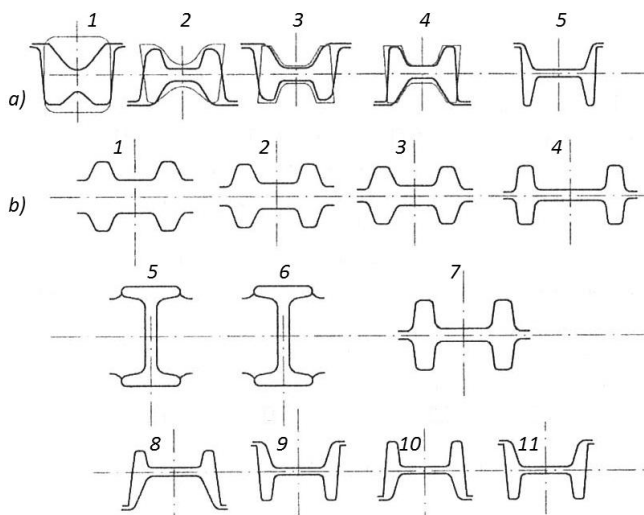
Rys. 7.33. Schemat rozmieszczenia urządzeń w walcowni dużej (szyn): 1 - pieca nagrzewające, 2 - klatka zgniatająca duo $\varnothing 950$, 3 i 4 - klatki wstępne trio $\varnothing 800$, 5 - klatka wykańczająca duo $\varnothing 800$, 6 - pily do cięcia szyn w stanie gorącym, 7 - znakownica, 8 - urządzenie do gięcia, 9 - chłodnia [18]

Walcowanie dwuteowników

Przy kalibrowaniu walców do walcowania dwuteowników zaleca się stosowanie odpowiedniej liczby przepustów kształtujących – zależnej od ich wielkości – zgodnie z danymi zamieszczonymi w tabeli 7.6.

Na rys. 7.34 zestawiono przykładowe schematy kalibrowania walców wykorzystywanych w procesie walcowania dwuteowników. Podczas kształtowania wyrobów tego typu wyróżnia się dwa charakterystyczne stadia: otrzymanie początkowego (kształtowego) profilu dwuteowego oraz przekształcenie go w dwuteownik o żądanym wymiarze.

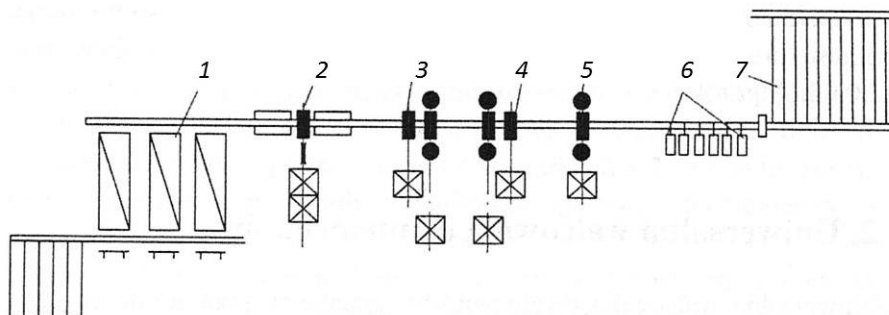
Dwuteowniki mogą być walcowane w walcowniach różnego typu (patrz tab. 7.2). Przykładowy schemat rozmieszczenia urządzeń w jednym ze stosowanych rozwiązań przedstawiono na rys. 7.35. Prezentowana walcownia służy do produkcji dwuteowników o dużych wymiarach (wysokość powyżej 180 mm), a jej wydajność wynosi 1,6 mln. Mg/rok.



Rys. 7.34. Schematy walcowania dwuteowników: a) walcowanie dwuteowników o małych rozmiarach w wykrojach zamkniętych (1÷5 - numery przepustów); b) walcowanie średnich i dużych dwuteowników (przepusty 1÷7 w otwartych wykrojach wstępnych klatki nawrotnej, przepusty 8÷11 realizowane w wykrojach zamkniętych) [18]

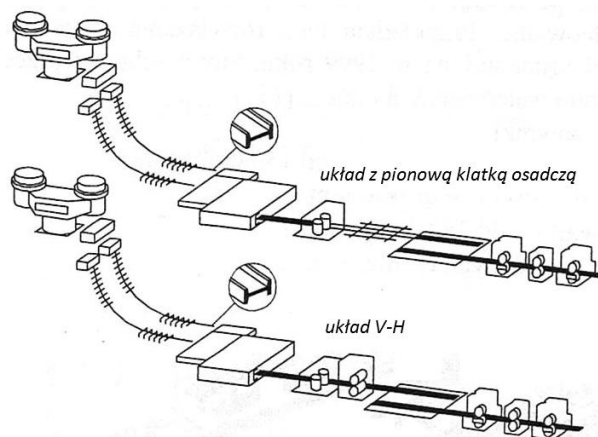
Tab. 7.6. Liczba przepustów zalecana przy kalibrowaniu dwuteowników [152]

Wysokość dwuteownika, mm	Liczba przepustów
100, 120, 140, 160, 180, 200	7 ÷ 9
220, 240, 270, 300, 330, 360	9 ÷ 11
400, 450, 500, 550, 600	11 ÷ 13



Rys. 7.35. Schemat rozmieszczenia urządzeń uniwersalnej walcowni dwuteowników: 1 - piec grzewczy, 2 - klatka nawrotna $\varnothing 1300$, 3 - wstępna grupa klatek, 4 - grupa klatek przedgotowych, 5 - wykańczająca klatka uniwersalna, 6 - piły do cięcia paska na gorąco, 7 - chłodnia [18]

Stosowane są także zintegrowane walcownie wyspecjalizowane w produkcji dwuteowników (rys. 7.36), wykorzystujące wsady kształtowe (typu "kość psa") o cienkim środku, które w odróżnieniu od walcowni uniwersalnych nie posiadają nawrotnej klatki wstępnej. W jej miejsce zabudowana jest pionowa klatka osadczą lub zespół klatki pionowej i poziomej. W celu obniżenia kosztów produkcji walcownie te pracują na wsadzie gorącym, ładowanym do pieca grzewczego bezpośrednio z linii ciągłego odlewania.



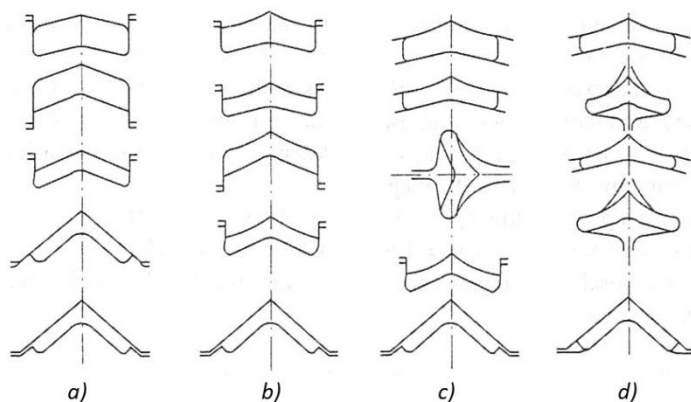
Rys. 7.36. Zintegrowana walcownia dwuteowników [54]

Walcowanie kątowników

Kątowniki walcowane są grzbietem do góry, co podyktowane jest następującymi względami:

- potrzebą dokładnego wyprowadzenia paska z walców;
- spływaniem po ściankach półek wody używanej do chłodzenia walców.

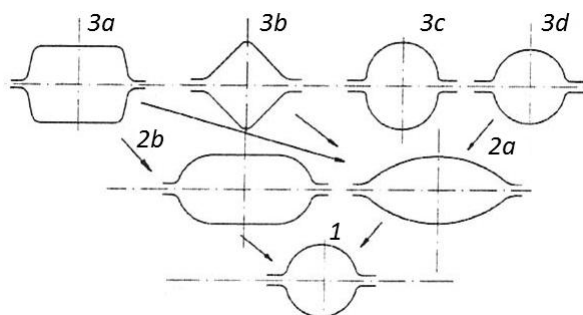
W praktyce przemysłowej stosowanych jest szereg systemów walcowania kątowników stalowych. Bardziej znane z nich przedstawiono na rys. 7.37. Kształtowniki tego typu walcowane są w walcowniach liniowych, posobnych, półciągłych i ciągłych.



Rys. 7.37. Walcowanie kątowników stalowych: a) w zamkniętych wykojach z prostymi ramionami, b) w zamkniętych wykojach z rozwiniętymi ramionami, c) w otwartych wykojach, d) w otwartych wykojach w walcowniach ciągłych [18]

Walcowanie prętów okrągłych

W procesie walcowania prętów okrągłych wykorzystuje się kilka schematów kalibrowania, z których wybrane pokazano na rys. 7.38. Charakterystyczne jest, że we wszystkich przypadkach wykrój przedgotowy wykonany jest jako owalny jednopromieniowy lub owalny płaski. Pasma o takim przekroju dobrze utrzymują się w urządzeniach prowadzących, są stabilne w wykoju okrągłym, ale równocześnie wymagają dokładnego ustawienia walców i osprzętu w celu otrzymania pręta okrągłego o dobrej jakości. Wykroje przygotowawcze wstępnie przygotowujące pasmo są w tym przypadku częścią różnych systemów wykojów wydłużających.



Rys. 7.38. Schematy walcowania prętów okrągłych: 1 - wykrój okrągły wykańczający, 2a - wykrój przedgotowy owalny jednopromieniowy, 2b - wykrój przedgotowy owalny płaski, 3 - wykroje przygotowawcze (a - kwadratowy skrzynkowy, b - kwadratowy po przekątnej, c - owalny pionowy, d - okrągły) [18]

Fotografie wybranych procesów wytwarzania wyrobów długich zestawione zostały na kolejnym rys. 7.39.

7.6. Walcowanie rur

W zależności od zastosowanej metody produkcji rury dzieli się na: rury ze szwem oraz rury bez szwu. Natomiast ze względu na zastosowanie różnią się:



a)



b)



c)



d)



e)



f)

Rys. 7.39. Wytwarzanie wyrobów długich: a) walcownia prętów - klatka zgniatająca duo nawrotne; b) walcowania prętów - klatki wykończające ustawione w układzie liniowym; c) walcowania walcówki; d) odwalcowana walcówka na transporterze, po wyjściu ze zwijarki; e) walcownia szyn kolejowych; f) cięcie pasma na gorąco [19, 124, 145]

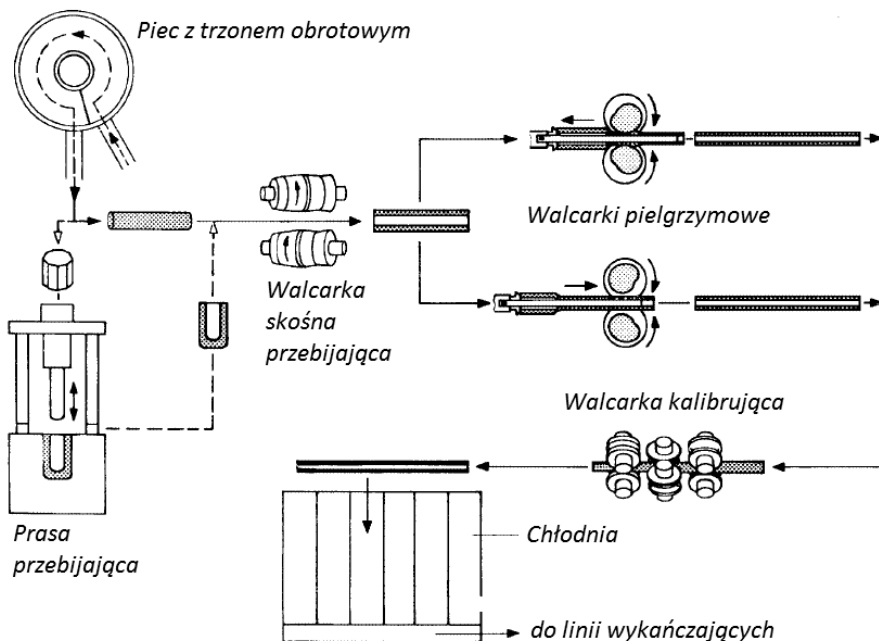
- ❑ rury gładkie bez szwu np. przewodowe, kotłowe, do połączeń konstrukcyjnych;
- ❑ rury gładkie ze szwem spawane i zgrzewane, które stosowane są w połączeniach konstrukcyjnych i na przewody;

- ❑ rury gwintowane, posiadające nagwintowane końce wykorzystywane do ich łączenia z innymi rurami za pośrednictwem nakręcanej złączki;
- ❑ rury precyzyjne o dużej dokładności wykonania, znajdujące zastosowania w przemyśle maszynowym, motoryzacyjnym, lotniczym i innym;
- ❑ rury wiertnicze i górnicze;
- ❑ rury specjalne, np. żebrowane, faliste, czterokątne itd.

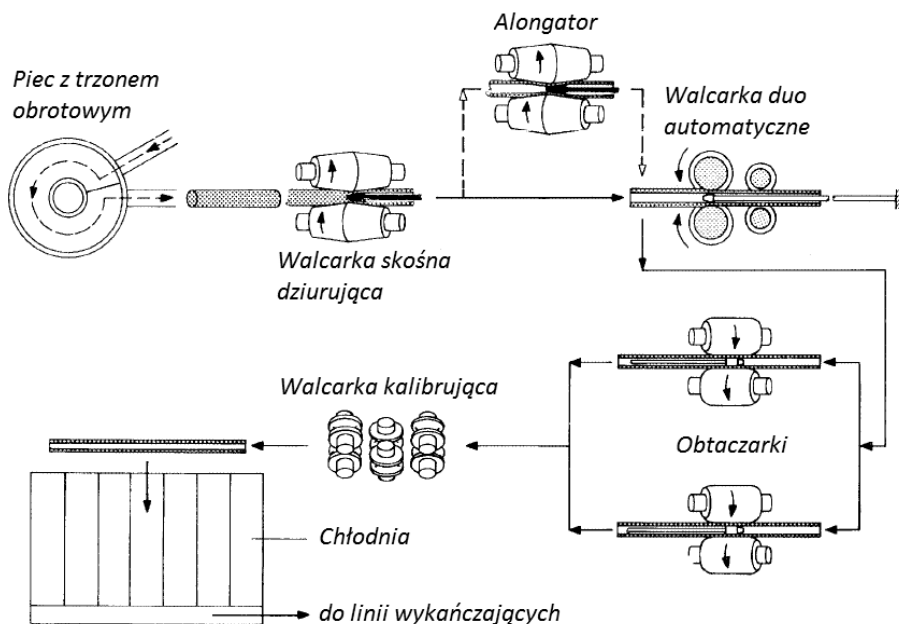
7.6.1. Walcowanie rur bez szwu

Rury stalowe bez szwu wykonywane są z wlewka, kęsiska lub kęsa za pomocą szeregu technologii wytwarzania, z których dwie zilustrowano na rys. 7.40 i 7.41. We wszystkich procesach wytwarzania rur bez szwu można wyróżnić następujące etapy charakterystyczne:

- ❑ wytwarzanie z wlewka, kęsiska lub kęsa tulei grubościennej za pomocą walcowania skośnego, wyciskania w prasach lub przebijania w prasowalcarkach;
- ❑ wydłużanie tulei w rurę w efekcie zmniejszenia jej przekroju poprzecznego, dokonywanego w jednym lub dwóch zabiegach; w tym zakresie zastosowanie znajdują procesy walcowania w skośnych walcarkach wydłużających (alongatorach) oraz w walcarkach pielgrzymowych, przepychowych, automatycznych i ciągłych;
- ❑ wykończanie rur na gorąco w walcarkach kalibrujących lub redukujących, podczas którego następuje nadanie rurom dokładnego kształtu kołowego oraz uzyskanie właściwego wymiaru średnicowego;



Rys. 7.40. Schemat walcowni rur bez szwu z walcarką skośną typu Mannesmanna oraz walcarkami pielgrzymowymi [8]



Rys. 7.41. Schemat walcowni rur bez szwu z walcarką skośną oraz automatyczną klatką duo [8]

- ❑ wykończanie rur na zimno, dokonywane po ich ochłodzeniu i obejmujące takie procesy jak: cięcie na żądaną długość, prostowanie, gwintowanie końców itd.;
- ❑ ewentualnie pokrywanie powłokami antykorozyjnymi (np. warstwami bitumicznymi, cynkiem, lakierami itp.) lub dalsza obróbka plastyczna rur na zimno (np. walcowanie, ciągnięcie).

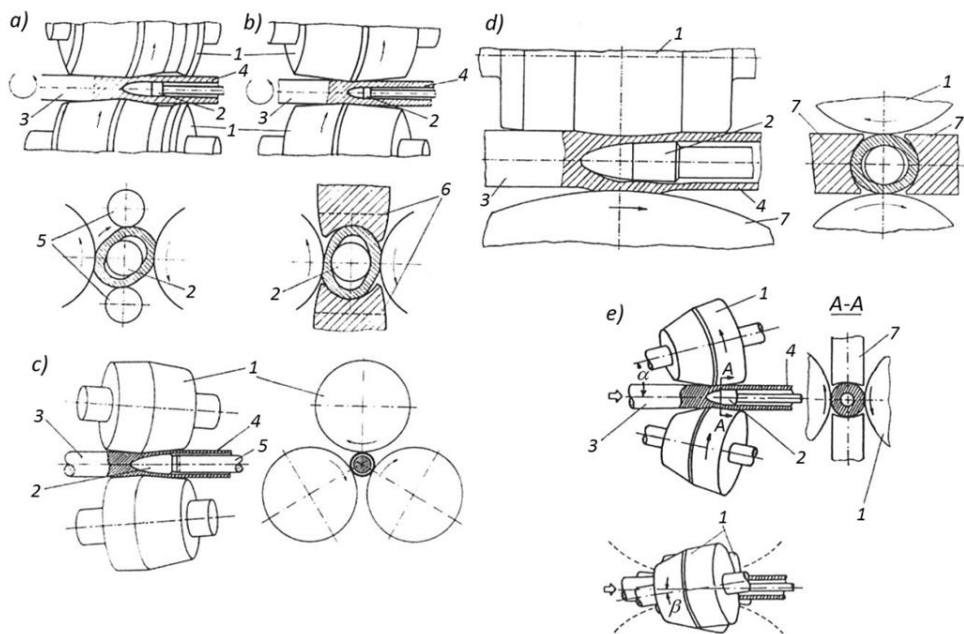
Poniżej pokrótce scharakteryzowano wybrane etapy procesu wytwarzania rur bez szwu, związane z technologią walcowania.

Wytwarzanie tulei grubościennych w skośnych walcarkach dziurujących

Tuleje skośne wytwarzane są w walcarkach skośnych, które klasyfikowane są w zależności od ilości walców pracujących w złożeniu. W tym zakresie wyróżnia się:

- ❑ walcarki skośne dwuwalcowe wykorzystujące dwa walce robocze i dwie prowadnice - utrzymujące kształtowaną tuleję w przestrzeni roboczej walców - rolkowe typu Mannesmana (rys. 7.42a), płaskie typu Stiefela (rys. 7.42b), tarczowe typu Dieschera (rys. 7.41d, e);
- ❑ walcarki skośne trójwalcowe, wykorzystujące trzy walce robocze (rys. 7.42c) i pracujące bez prowadnic.

W trakcie walcowania skośnego osie walców usytuowane są przestrzennie względem osi tulei, a ich położenie określone jest za pomocą dwóch kątów (rys. 7.42): zukośnienia β (określa nachylenie w płaszczyźnie pionowej walcarki) oraz rozwalcowania α (określa nachylenie w płaszczyźnie poziomej). Walce obracają się zgodnie, wskutek czego tuleja w trakcie kształtowania przemieszcza się ruchem śrubowym, obracając się i jednocześnie przemieszczając postępowo wzdłuż osi.



Rys. 7.42. Schematy procesów walcowania tulei rurowych w walcarkach skośnych: a) dwuwalcowych Mannesmanna z wałkami beczkowatymi i prowadnicami rolkowymi, b) dwuwalcowych Stiefla z wałkami beczkowatymi i prowadnicami stałymi, c) trójwalcowych, d) dwuwalcowych z wałkami beczkowatymi i prowadnicami tarczowymi Dieschera, e) i d) dwuwalcowych z wałkami stożkowymi i prowadnicami tarczowymi; oznaczenia: 1 - wałki robocze, 2 - główka dziurująca, 3 - wsad, 4 - tuleja rurowa, 5 - prowadnice rolkowe, 6 - prowadnice stałe (liniały), 7 - prowadnice tarczowe [57]

W trakcie walcowania skośnego w strefie osiowej materiału występują zmienne naprężenia o charakterze ściskającym (w płaszczyźnie redukcji wsadu, położonej pomiędzy wałkami roboczymi) i rozciągającym (w płaszczyźnie owalizacji wsadu, która położona jest pomiędzy prowadnicami). Skutkiem cyklicznego naprzemiennego działania naprężeń ściskających i rozciągających, wywołanego obrotem wsadu, jest rozluźnienie struktury materiału i następującego po nim jego pęknięcia w strefie osiowej. Jednakże w praktyce proces dziurowania prowadzony jest tak, by uniknąć samoczynnego pęknięcia materiału, gdyż prowadzi ono do pogorszenia jakości powierzchni wewnętrznej tulei. Dlatego też w osi tulei umieszcza się dodatkowe narzędzie, tzw. główkę dziurującą, która działając na rozluźniony materiał powoduje utworzenie otworu (w drodze odkształcenia plastycznego). Główka w trakcie walcowania wykonuje ruch obrotowy, który wymuszony jest obrotem materiału obrabianego.

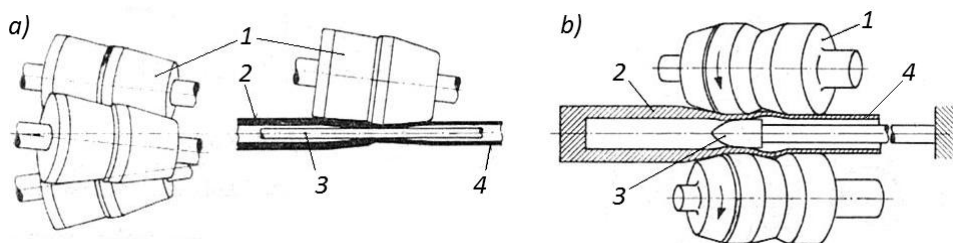
Wszystkie rozwiązania walcarek skośnych, pokazane na rys. 7.42, mogą korzystać z dwóch rodzajów wałków, tj. beczkowatych i stożkowych. Narzędzia te różnią się między sobą sposobem prowadzenia materiału w obszarze odkształcenia, wielkością kątów usytuowania wałków w przestrzeni roboczej walcarki oraz możliwym do uzyskania stopniem przerobu plastycznego.

W procesie walcowania skośnego trzema wałkami w strefie osiowej materiału występują tylko promieniowe naprężenia ściskające. W tym przypadku naprężenia roz-

ciągające powstają tylko w pewnej odległości od osi pręta i położone są w płaszczyźnie przebiegającej pomiędzy walcami. Taki stan naprężenia powoduje, że w układzie trójwalcowym nie występuje samoczynne pęknięcie materiału w strefie osiowej, co wpływa korzystnie na polepszenie jakości powierzchni wewnętrznej wykonywanej tulei.

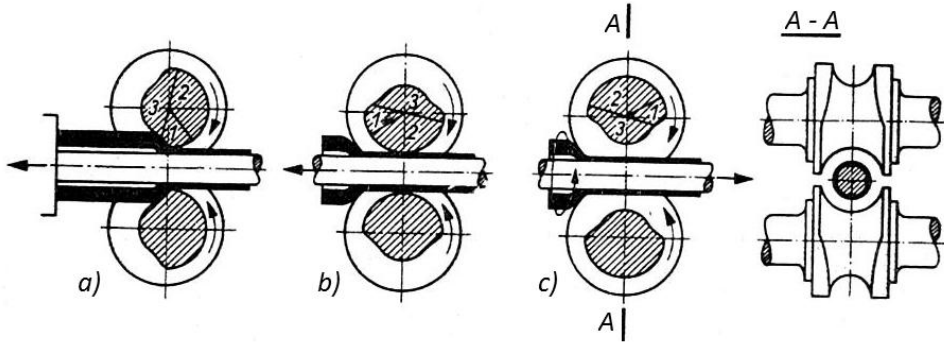
Wydłużanie tulei grubościennych

Wydłużanie tulei grubościennych można przeprowadzić w walcarkach skośnych zwanych alongatorami. Walcarki te mają konstrukcję bardzo zbliżoną do walcarek stosowanych do przebijania tulei, ale ich walce są nieco inaczej skalibrowane. W efekcie walcowania w alongatorze następuje zmniejszenie i wyrównanie grubości ścianek oraz zwiększenie lub zmniejszenie średnicy, któremu na ogół towarzyszy wydłużenie rury. Walcarki tego typu pracują w układach dwóch lub trzech walców (rys. 7.43), a proces kształtowania przebiega z wykorzystaniem trzpienia (główki) odpowiedzialnego za ukształtowanie otworu. Na szczególną uwagę zasługuje w tym zakresie metoda Assela, która daje dobre wyniki także w produkcji rur ze stali stopowych i wysokostopowych. Wytwarzane tą metodą rury mają średnicę w zakresie 40÷240 mm, a proces walcowania przebiega przy wydłużeniu λ wynoszącym 1,2÷3,3.



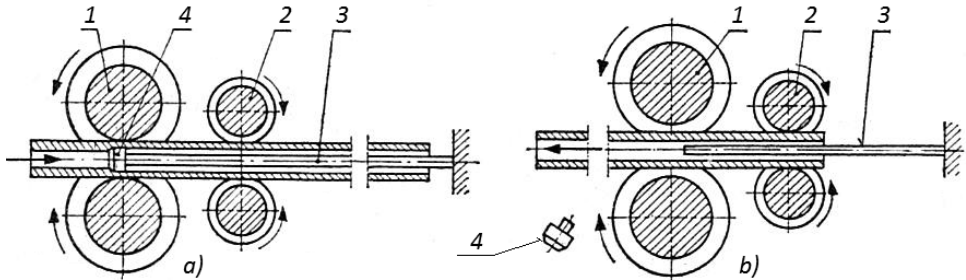
Rys. 7.43. Wydłużanie tulei grubościennych: a) w walcarce skośnej trójwalcowej typu Assela, b) w walcarce skośnej dwuwalcowej Calmesa; oznaczenia: 1 - walce robocze, 2 - tuleja, 3 - trzpień (główka), 4 - rura; na podstawie [107]

Najstarszym i ciągle stosowanym sposobem wydłużania tulei grubościennych jest walcowanie w walcarce pielgrzymowej, którego schemat pokazano na rys. 7.44. W procesie tym tuleja grubościenna nakładana jest na trzpień i za pomocą specjalnego aparatu posuwno-tłocznego podawana jest między walce, przeciwnie do ich ruchu obrotowego. Walce wykorzystywane w tym procesie mają wykonane na beczce bruzdy o zmiennym profilu. W efekcie obrotu walców ścianki tulei są skuwane uderzeniem odpowiedniej części wykroju (w trakcie jednego uderzenia następuje skucie tulei na długości 8÷30 mm). Po czym następuje wygładzenie tulei, dokonywane przez kolejną część wykroju; w trakcie skuwania i wygładzania tuleja jest cofana przez walce. Dalsza (trzecia) część wykroju uwalnia tuleję z kontaktu z walcami, która w tym czasie jest ponownie przesuwana do położenia roboczego i równocześnie obracana o kąt zbliżony do 90°. Po zakończeniu walcowania wałek górny jest unoszony w celu przepuszczenia pomiędzy walcami końcówki pręta (tzw. piętki), której nie można kształtować w tym procesie. Walcowanie pielgrzymowe wykorzystywane jest w produkcji rur o średnicach 60÷600 mm i długościach do 45 m.



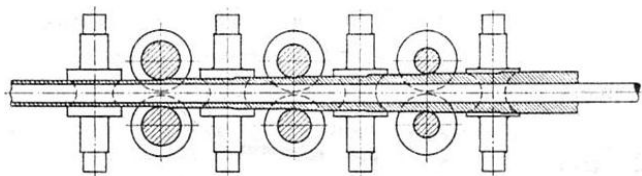
Rys. 7.44. Schemat walcowania w walcierce pielgrzymowej: a, b, c - fazy walcowania występujące podczas jednego obrotu walców; a) gniot (skucie), b) wyrównanie ścianek rury, c) odrzut i dosunięcie rury o wielkość gniotu; oznaczenia: 1 - część skuwająca wykoju, 2 - część wygładzająca wykoju, 3 - część luźną [21]

Kolejnym sposobem wydłużania tulei jest walcowanie w walcierce automatycznej (rys. 7.45) typu duo, mającej wykoje o zarysie zbliżonym do kołowego. W trakcie przepustu w wyniku oddziaływania walców i główki poszerzającej następuje zmniejszenie grubości ścianek rury oraz zwiększenie jej średnicy wewnętrznej. Natomiast po przepuście walce robocze są rozsuwane, a rolki cofające chwytają rurę i podają ją na przednią stronę walcarki, zrzucając jednocześnie główkę poszerzającą z trzpienia. Następnie walce robocze wracają do poprzedniego położenia, zakładana jest nowa główka i maszyna jest gotowa do wydłużania nowej tulei. Metodą tą uzyskuje się rury o średnicach $60 \div 430$ mm, grubościach ścianek $3,5 \div 70$ mm i długościach do 45 m.



Rys. 7.45. Schemat walcowania w walcierce automatycznej: a) wydłużanie rury, b) wycofywanie rury; oznaczenia: 1 - walce robocze, 2 - rolki cofające, 3 - trzpień, 4 - główka poszerzająca [21]

Wydłużanie tulei można także przeprowadzić w walcierce ciągłej do rur (rys. 7.46), składającej się z $7 \div 13$ klatek dwuwalcowych ustawionych jedna po drugiej. Proces walcowania realizowany jest na trzpieniu i przebiega równocześnie w kilku klatkach. Na uwagę zasługuje fakt, że sąsiednie klatki walców obrócone są względem siebie o kąt $45^\circ \div 90^\circ$ i mają oddzielny napęd, stwarzający możliwość uzyskania naciągu rury pomiędzy nimi. Ta metoda wydłużania stosowana jest do otrzymywania rur o średnicy do 180 mm i długości do 20 m.

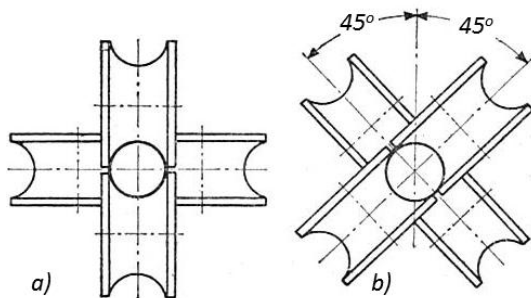


Rys. 7.46. Schemat walcowania rur w walcarni ciągłej [107]

Walcowanie kalibrujące i redukujące

Rury bez szwu po ich wykonaniu poddawane są zwykle dalszej obróbce realizowanej metodami walcowania wykończającego, tj. kalibrowania i redukowania. Procesy te przeprowadza się z reguły na gorąco, a ich cechą charakterystyczną jest to, że podczas kształtowania rury są wewnątrz puste.

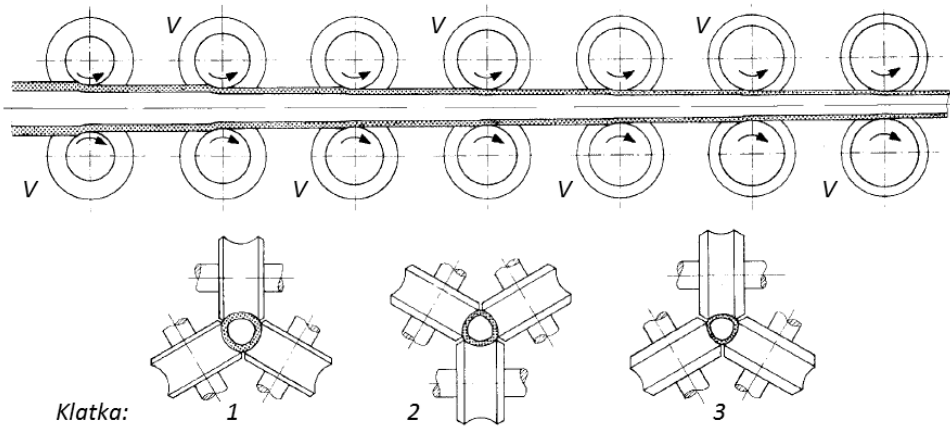
Walcowanie kalibrujące stosuje się w celu nadania rurom dokładnych kształtów i wymiarów poprzecznych. W trakcie kalibrowania grubość ścianek praktycznie nie ulega zmianie, a średnica zewnętrzna zmniejsza się w niewielkim zakresie (o $1 \div 3$ mm). Proces ten prowadzi się w walcarkach ciągłych wieloklatkowych, liczących od 2 do 12 klatek. Walce, których bruzdy tworzą wykrój kołowy rozmieszczone są w kolejnych klatkach na przemian poziomo i pionowo lub pod kątem $\pm 45^\circ$ do pionu (rys. 7.47).



Rys. 7.47. Ułożenie walców w klatkach ciągłych walcarek kalibrujących: a) dwa poziome o walcach napędzanych, ułożone na przemian z parami walców pionowych wolno biegnących, b) pary walców kolejnych klatek ułożone pod kątami $\pm 45^\circ$ (wszystkie napędzane) [21]

Walcowanie redukujące prowadzi się w celu zmniejszenia przekroju poprzecznego rur, przy czym zasadą tego procesu jest otrzymywanie całego szeregu rur z tzw. rury podstawowej (przeważnie w zakresie średnic $30 \div 120$ mm). Redukowanie rur prowadzi się w walcarkach ciągłych wieloklatkowych, liczących $24 \div 28$ klatek i ustawionych w możliwie najmniejszych odstępach (rys. 7.48). W zależności od liczby walców wyróżnia się klatki dwu-, trzy- i czterowalcowe, przy czym w klatkach sąsiadujących walce są ułożone w ten sposób, by szczelinom między kołnierzami walców w jednej klatce odpowiadały osie bruzd naciętych w walcach klatki następnej. Walce mają możliwie małą średnicę, a każda klatka wyposażona jest w oddzielny napęd. Redukowanie wykonywane jest przeważnie z naciąganiem (wynik zwiększenia prędkości walców w kolejnych klatkach ponad wartość wynikającą z wydłużenia rury), co powoduje zmniejszenie grubości ścianek wyrobu. W efekcie uzyskiwanego schematu płynięcia materiału w walcarkach redukujących otrzymuje się rury o znacznej długości (w przypadku małych średnic możliwe jest uzyskanie rur o długości do 150 m), przy prędkości walcowania dochodzącej do 15 m/s.

Na kolejnym rys. 7.49 przedstawiono fotografie, ilustrujące niektóre z omawianych procesów wytwarzania rur bez szwu.



Rys. 7.48. Schemat walcowania w walcierce redukującej; przez V oznaczono walce, które w przekroju zostały obrócone o kąt 60° , tak by znalazły się one w płaszczyźnie rysunku [8]



a)



b)



c)



d)

Rys. 7.49. Wytwarzanie rur stalowych bez szwu: a) dziurowanie tulei w walcierce skośnej Mannesmanna, b) wydłużanie tulei grubościennych w walcierce trójwalcowej Assela, c) walcowanie rury w walcierce pielgrzymowej, d) walcarka automatyczna do walcowania rur [142, 145];

7.6.2. Walcowanie rur ze szwem

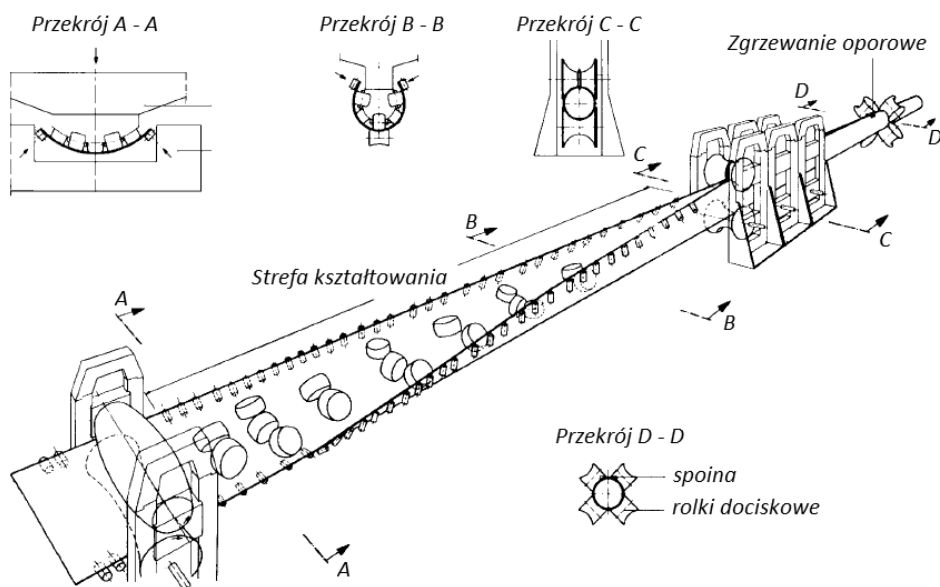
Rury ze szwem wykonywane są z taśm stalowych. Ze względu na sposób prowadzenia kształtowania rury wyróżnia się rury ze szwem wzdłużnym oraz ze szwem spiralnym. Natomiast ze względu na sposób łączenia rury dzieli się na zgrzewane i spawane.

W technologii wytwarzania rur ze szwem procesy walcowania nie odgrywają tak decydującej roli, jak w przypadku produkcji rur bez szwu. Są one wykorzystywane, głównie w procesach ciągłych, do wyginania taśmy. Mogą być także zastosowane podczas wykończenia rur, przebiegającego z wykorzystaniem walcarek kalibrujących i redukujących, realizowanego identycznie jak w przypadku rur bez szwu.

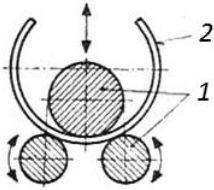
W trakcie wytwarzania rur ze szwem stosowane są dwa zasadnicze zabiegi: wygięcie taśmy w rurę i następujące po nim wykonanie spoiny (szwu).

Wyginanie taśmy w rurę może być zrealizowane na szereg sposobów, z których na uwagę zasługują:

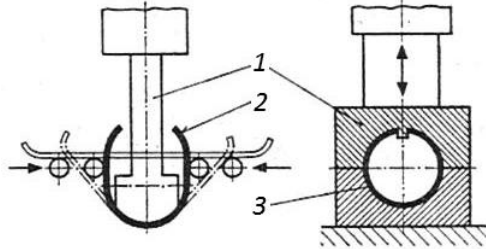
- ❑ wyginanie wzdłużne taśm realizowane za pomocą ciągłych zespołów klatek (zwykle od 8 do 10) z walcami wyginającymi – rys. 7.50; w procesie tym wsad przemieszcza się wzdłuż osi tworzącej się rury, która może mieć średnicę zewnętrzną do 609 mm;
- ❑ wyginanie taśm w trój- lub czterowalcowej wyginarce formującej rury w zakresie średnic 508 ÷ 2520 mm (rys. 7.51); w czasie tego procesu wsad przemieszcza się w kierunku prostopadłym do osi kształtowanej rury;
- ❑ wyginanie w układzie dwóch pras, z których pierwsza nadaje taśmie kształt U a druga O (rys. 7.52); tą metodą produkowane są rury o średnicach od 508 do 1620 mm;



Rys. 7.50. Schemat wykonywania rur ze szwem wzdłużnym; na podstawie [8]



Rys. 7.51. Wykonywanie rury ze szwem wzdłużnym za pomocą trzech walców: 1 - walce, 2 - taśma [107]



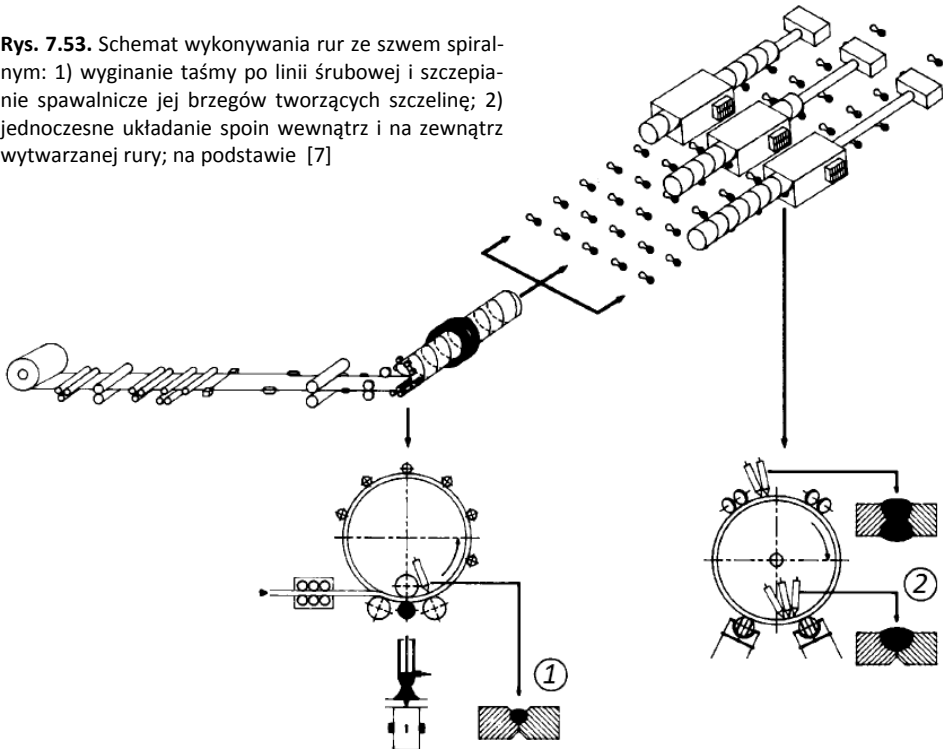
Rys. 7.52. Wykonywanie rury ze szwem wzdłużnym za pomocą dwóch pras: 1 - prasy, 2 - taśma zgięta w kształt U, 3 - taśma po drugiej operacji gięcia na O [107]

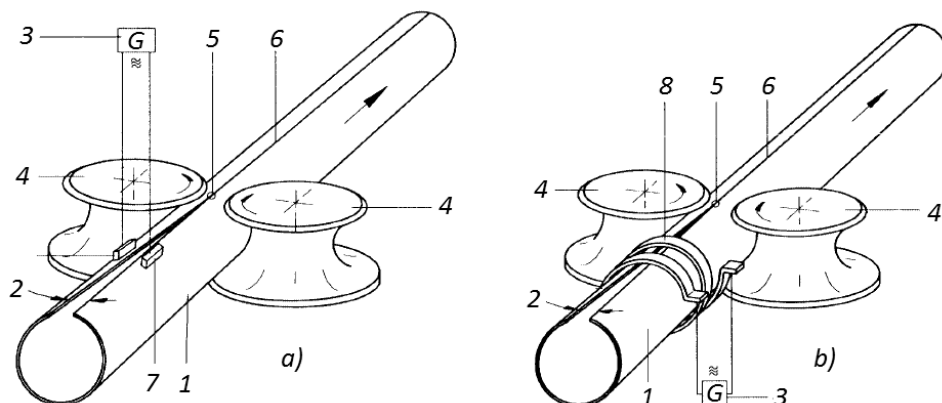
- wyginanie spiralne, realizowane w sposób ciągły, w którym taśmy zwijane są po linii śrubowej w rury o średnicy dochodzącej do 2520 mm (rys. 7.53).

Wygięte taśmy przekształcane są w rurę ze szwem po trwałym połączeniu krawędzi tworzących szczelinę. W tym celu wykorzystuje się procesy:

- zgrzewania, które polega na nagraniu stykających się krawędzi taśm do temperatury bliskiej temperaturze topnienia i następnym silnym dociśnięciu ich do siebie; obecnie najszersze zastosowanie znajduje zgrzewanie elektryczne, w którym prąd o dużej częstotliwości doprowadzany jest do miejsca połączenia za pomocą specjalnych styków Thermatool (zgrzewanie oporowe) lub cewki (zgrzewanie indukcyjne) - rys. 7.54;

Rys. 7.53. Schemat wykonywania rur ze szwem spiralnym: 1) wyginanie taśmy po linii śrubowej i szczepianie spawalnicze jej brzegów tworzących szczelinę; 2) jednoczesne układanie spoin wewnątrz i na zewnątrz wytwarzanej rury; na podstawie [7]





Rys. 7.54. Zgrzewanie elektryczne rur: a) oporowe, b) indukcyjne; oznaczenia: 1 - rura, 2 - kąt wejściowy rozwarcia szczeliny, 3 - generator prądu, 4 - rolki dociskowe, 5 - punkt zgrzewania, 6 - zgrzeina, 7 - styki doprowadzające prąd, 8 - cewka; na podstawie [8]

- spawania, w trakcie którego łączone krawędzie taśmy są przetapiane; w tym celu często wykorzystywane są automaty spawalnicze dwugłowicowe, pracujące posobnie; na ogół do wykonania połączenia stosuje się spawanie: elektryczne w otulinie topników lub w atmosferze gazu ochronnego (np. argon, hel), za pomocą wiązki elektronów, plazmowe oraz prądami dużej częstotliwości - rys. 7.55.



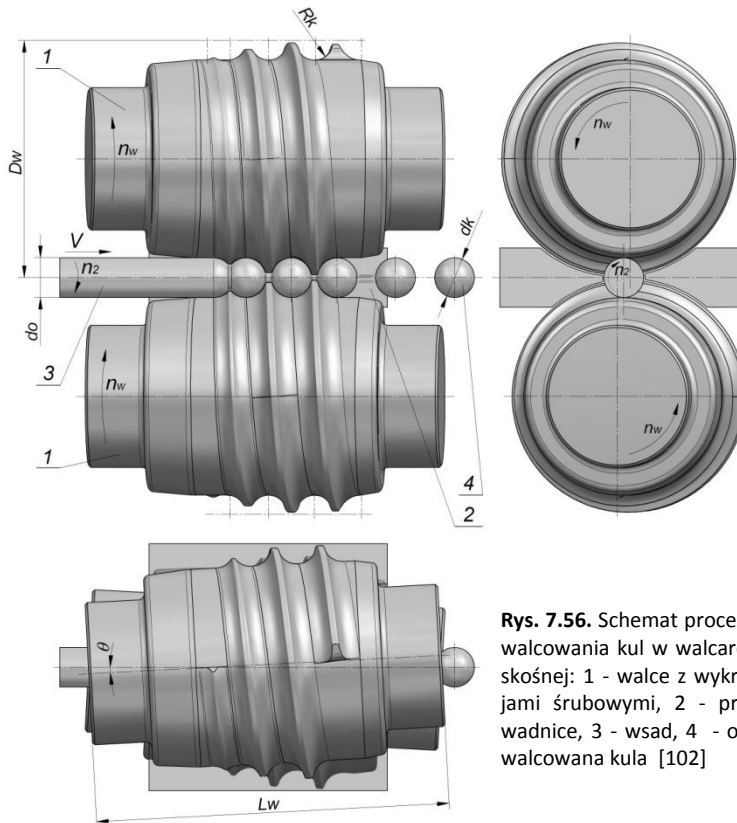
Rys. 7.55. Spawanie elektryczne w otulinie topników rury ze szwem spiralnym; na podstawie [93]

7.7. Walcowanie wyrobów specjalnych

7.7.1. Walcowanie kul

Kule stalowe są szeroko wykorzystywane w przemyśle maszynowym (np. w produkcji łożysk tocznych) i przetwórczym, gdzie stosowane są jako mielniki do młynów kulo-owych służących do rozdrabniania: rud metali, węgla, zużytych mas formierskich, żwiru i innych materiałów.

Obecnie kule produkowane są głównie przez odlewanie, kucie matrycowe oraz walcowanie skośne lub poprzeczne. Przy czym największą wydajność uzyskuje się w procesach walcowania śrubowego, które polega na kształtowaniu między dwoma ustawio-



Rys. 7.56. Schemat procesu walcowania kul w walcu skośnej: 1 - walce z wykrojami śrubowymi, 2 - prowadnice, 3 - wsad, 4 - odwalcowana kula [102]

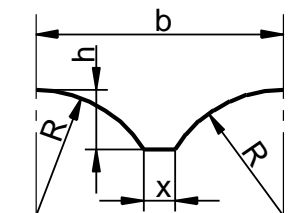
nymi skośnie walcami półwyrobów kul z pręta pełnego (rys. 7.56). Przy każdym obrocie walców jest kształtowana jedna kula [21].

Przebieg procesu walcowania śrubowego uzależniony jest od kształtu kołnierza rozdzielającego sąsiednie bruzdy (o zarysie półkolistym). Obecnie stosowane w tym zakresie rozwiązania bazują na założeniu, że wysokość kołnierza wzrasta równomiernie w trakcie kształtowania.

Uzyskanie kul o prawidłowym kształcie, w procesie walcowania śrubowego wymaga spełnienia trzech następujących warunków [140]:

- ❑ objętość materiału zamkniętego w wykroju (pomiędzy dwoma sąsiednimi kołnierzami) powinna być stała podczas całego procesu kształtowania;
- ❑ zmiana zarysu i rozmiarów kołnierzy wykroju powinna odpowiadać wydłużeniu półwyrobu;
- ❑ zamykanie metalu w wykroju powinno być realizowane na stosunkowo krótkich odcinkach, żeby zapobiec tworzeniu się pęknięć wewnętrznych.

Zgodnie z teorią opracowaną przez badaczy rosyjskich [12, 40] dla całkowitego wypełnienia wykroju w procesie walcowania kul konieczne jest nieprzerwane przyleganie materiału do narzędzi. Jest to możliwe wtedy, gdy objętość materiału wyciśniętego z mostka jest równa przyrostowi objętości półsfer kul. Zgodnie z rys. 7.57 objętość V ma-



Rys. 7.57. Zarys kołnierza stosowanego w procesie walcowania skośnego kuli

teriału kształtowaną pojedynczym kołnierzem można (dla dowolnej chwili procesu) wyznaczyć z następującej zależności:

$$V = \frac{2}{3}\pi\sqrt{R^2 - (R - h)^2}[2R^2 - (R - h)^2] + \pi x(R - h)^2, \quad (7.28)$$

gdzie: R – promień kuli, x – szerokość kołnierza, h – wysokość kołnierza, b – szerokość wykroju.

Przyjmując, że objętość V równa jest objętości kształtowanej kuli (wraz z mostkiem) V_k przystępuje się do wyznaczenia parametrów x i h opisujących w sposób jednoznaczny kołnierz. W tym celu w pierwszej kolejności przyjmuje się długość drogi kształtowania, określoną kątem obrotu walców φ (zalecana na podstawie praktyki minimalna wartość kąta φ wynosi 450°). Następnie zakładając przyrost wysokości kołnierza h na przyjętej drodze kształtowania oblicza się szerokość kołnierza x , która wynosi:

$$x = \frac{V_k - \frac{2}{3}\pi\sqrt{R^2 - (R - h)^2}[2R^2 - (R - h)^2]}{\pi(R - h)^2}. \quad (7.29)$$

Przy tym w żadnym miejscu szerokość kołnierza nie powinna być mniejsza od wartości minimalnej x_{min} , wynikającej z warunku wytrzymałościowego. Na podstawie praktyki walcowniczej [40] przyjmuje się, że wartość ta wynosi:

$$x_{min} = 1,7 + 0,04(R - 10) \text{ [mm]}. \quad (7.30)$$

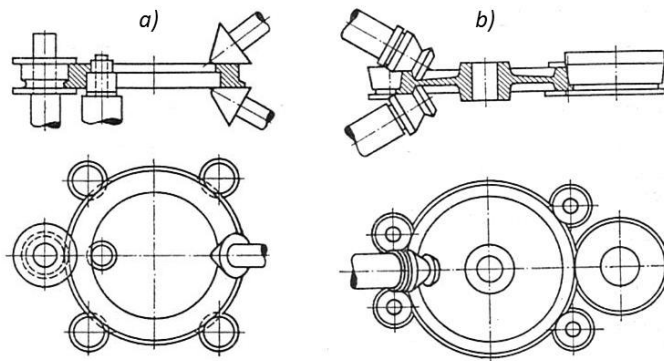
Gniazdo walcarki skośnej wykorzystywanej do produkcji kul wykorzystywanych na mielniki pokazano na rys. 7.58.



Rys. 7.58. Walcowanie skośne kul na mielniki w jednym z zakładów rosyjskich [137]

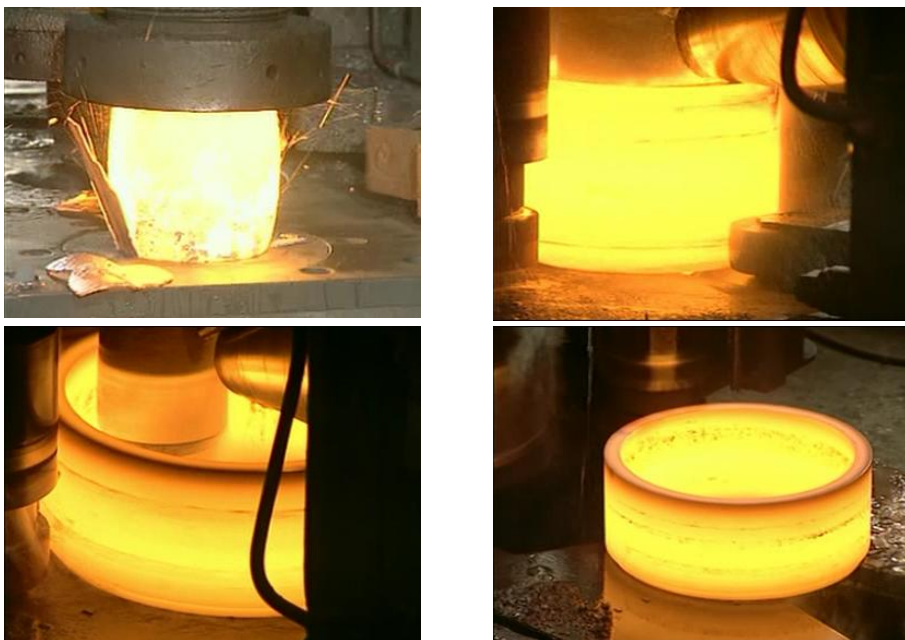
7.7.2. Walcowanie kół i obręczy

Koła i obręcze kuto-walcowane otrzymywane są z wlewków o masie dochodzącej do 5000 kg. Po oczyszczeniu wlewków ze zgorzeliiny poddawane są one spęczaniu na prasie do grubości odpowiadającej grubości obręczy (koła). Następnie w spęczce przebija się otwór, po czym w przypadku kształtowania kół odkuwana jest przedkuwka. Przygotowany w ten sposób wsad walcuje się kolejno w walcarkach wstępnej i wykańczającej o podobnej budowie. Schematy przebiegu procesu walcowania pierścieni i kół jednolitych (tzw. monobloków) pokazano na rys. 7.59. Ukształtowane w ten sposób rowby mogą mieć średnicę dochodzącą nawet do 5 m.



Rys. 7.59. Walcowanie obręczy (a) oraz kół (b) wielkogabarytowych, realizowane z przedkuwek otrzymanych kuciem na prasach [107]

Na kolejnym rys. 7.60 pokazano przebieg procesu wytwarzania obręczy metodą kuto-walcowaną.



Rys. 7.60. Kolejne etapy wytwarzania obręczy metodą kuto-walcowaną

8. Ciągarstwo

8.1. Wiadomości podstawowe

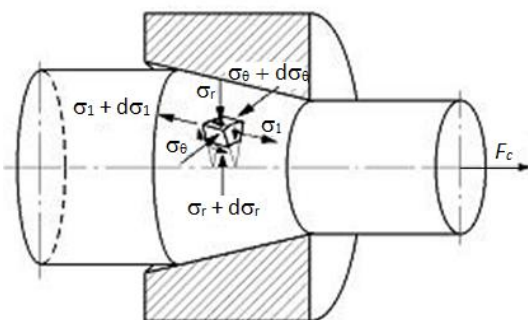
Ciągnięcie jest procesem obróbki plastycznej prowadzonym na zimno lub na gorąco, w trakcie którego ma miejsce zmiana kształtu lub pola przekroju poprzecznego wsadu (w postaci pręta, drutu lub rury), następująca pod wpływem przeciągnięcia go przez otwór narzędzia lub pomiędzy nie napędzanymi walcami. W efekcie zastosowania tego procesu kształtowania na ogół ma miejsce zwiększenie długości elementu wytwarzanego. Zespół wszystkich podstawowych operacji i zabiegów wykonywanych na określonym wyrobie, na jednej lub wielu maszynach oraz przy pomocy różnych narzędzi nazywany jest procesem ciągnięcia. Natomiast przez operację ciągnięcia rozumiany jest zespół wszystkich zabiegów ciągnięcia, które wykonuje się na jednej maszynie i przy użyciu jednego narzędzia (zestawu narzędzi). Podstawową czynność w procesie ciągnięcia, w trakcie której zachodzi tylko częściowe odkształcenie za pomocą jednego narzędzia nazywa się zabiegiem ciągnięcia lub ciągiem. Z kolei narzędzie wykorzystywane w tym procesie kształtowania nosi nazwę ciągadła.

Na rys. 8.1 przedstawiono schemat procesu ciągnięcia pręta okrągłego. W celu przeprowadzenia tego procesu należy ścieńczyć koniec wsadu, przełożyć go przez otwór w narzędziu, uchwycić po drugiej stronie ciągadła i przeciągnąć. W trakcie kształtowania w materiale występuje trójosiowy stan naprężenia, tj.: naprężenia rozciągające σ_1 działające w kierunku osiowym, oraz naprężenia σ_r i σ_θ - działające odpowiednio w kierunkach promieniowym i obwodowym.

8.1.1. Zakres zastosowania procesu ciągnięcia

Zestawienie podstawowych zastosowań procesu ciągnięcia obejmuje:

- wzdłużne ścinanie materiału (taśmy, pasma), zgodnie ze schematem pokazanym na rys. 8.2;
- wzdłużne zginanie materiału (rys. 8.3), prowadzące do utworzenia rury z minimalną szczeliną; w przypadku realizacji



Rys. 8.1. Schemat procesu ciągnięcia pręta okrągłego, z zaznaczonym rozkładem naprężeń w strefie odkształcenia (opis w tekście); F_c - siła ciągnięcia

tego procesu w temperaturze białego żaru uzyskuje się warunki pozwalające na zgrzanie dociskanych do siebie brzegów taśmy;

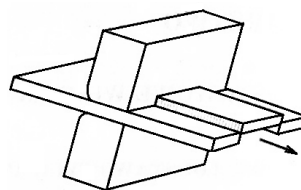
- kształtowanie prętów (dostarczanych w stanie prostym w wiązkach), które przeciąga się w celu:
 - zmniejszenia odchyłek wymiarowych uzyskanych po walcowaniu;
 - poprawienia jakości powierzchni;
 - uzyskania kształtów, których otrzymanie za pomocą walcowania jest utrudnione;
- kształtowanie drutów (dostarczanych w zwiniętych kręgach) w celu: otrzymania wymiarów niemożliwych do uzyskania przez walcowanie, poprawienia własności wytrzymałościowych, poprawienia jakości powierzchni oraz zmniejszenia odchyłek wymiarowych;
- kształtowanie rur precyzyjnych i jakościowych ze stali wyższej jakości, jak również rur profilowych o kształcie różnym od kołowego.

Do ciągnięcia nadają się wszystkie materiały obrabiane plastycznie na zimno. W szczególności w procesie tym wykorzystuje się wszystkie gatunki stali węglowej zwykłej i wyższej jakości oraz niektóre stale stopowe. Spośród metali i stopów nieżelaznych do wytwarzania wyrobów ciągniętych stosuje się przede wszystkim miedź i aluminium (głównie do wyrobu drutów dla przemysłu elektrotechnicznego). Ponadto, przeciąga się mosiądz (na przedmioty użytku codziennego), a także takie materiały jak nikiel, nowe srebro, stop Monela (przeznaczony na przedmioty odznaczające się zwiększoną odpornością na korozję).

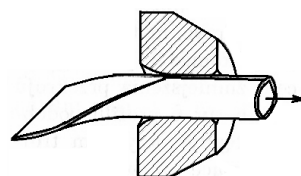
8.1.2. Metody ciągnięcia

Ciągnięcie można zrealizować jako jednostopniowe, gdy zachodzi tylko w jednym przejściu przez ciągnadło, lub wielostopniowe, tj. wówczas, gdy materiał przeciągany jest więcej niż przez jedno ciągnadło. Ponadto, w zależności od zastosowanej maszyny (ciągnarki), albo zależnie od rodzaju wykorzystanej technologii wyróżnia się następujące metody ciągnięcia [130]:

- ciągnięcie bezpoślizgowe stanowiące rodzaj ciągnięcia wielostopniowego, podczas którego nie występuje poślizg pomiędzy materiałem ciągniętym a powierzchnią ciągnącą bębna lub tarczy;
- ciągnięcie poślizgowe będące rodzajem ciągnięcia wielostopniowego, w którym ma miejsce poślizg między materiałem ciągniętym a powierzchnią ciągnącą bębna lub tarczy;
- ciągnięcie prostoliniowe zaliczane do ciągnięcia wielostopniowego, w trakcie którego drut przechodzi z bębna na bęben wzdłuż linii prostej;
- ciągnięcie na sucho, w którym stosuje się stałe lub półpłynne środki smarujące (np. proszek mydlany, pasta grafitowa, pasta talkowa);

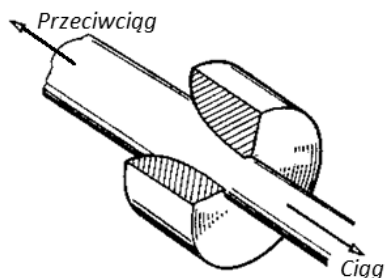


Rys. 8.2. Schemat ścinania wzdłużnego przez ciągnięcie



Rys. 8.3. Schemat zginania przez ciągnięcie

- ❑ ciągnięcie na mokro przebiegające przy wykorzystaniu płynnych środków smarujących (np. olej, wodny roztwór mydła);
- ❑ ciągnięcie z przeciwciągiem, w którym materiał wchodzący do ciągadła jest dodatkowo napinany siłą o zwrocie przeciwnym do siły ciągnięcia (rys. 8.4); w efekcie zastosowania takiego schematu działania sił zmniejszają się naciski na powierzchni kontaktu materiał - narzędzie, co prowadzi do zwiększenia żywotności ciągałek;
- ❑ ciągnięcie wykończające (kalibrowanie), które wykonywane jest z małym ubytkiem przekroju poprzecznego i ma na celu uzyskanie wymiarów w wymaganym zakresie tolerancji oraz gładkiej powierzchni wyrobu;
- ❑ ciągnięcie kształtowe mające na celu nadanie niekołowego kształtu przekrojowi poprzecznemu materiałowi ciągniętemu, w efekcie przeprowadzenia go przez jedno lub kilka ciągałek;
- ❑ ciągnięcie rur realizowane w sposób swobodny lub z wykorzystaniem różnego rodzaju trzpieni.



Rys. 8.4. Schemat procesu ciągnięcia pręta z przeciwciągiem

8.1.3. Wyroby ciągnięte

Metodą ciągnięcia produkowane są różnego rodzaju wyroby (druty, pręty, rury itp.). Przy tym w przypadku obróbki plastycznej na zimno, po każdym zmniejszeniu przekroju następuje stopniowy wzrost twardości i kruchości materiału, aż do chwili, gdy materiał nie nadaje się do dalszej obróbki. Zastosowanie wyżarzania rekrytalizującego powoduje przywrócenie materiałowi zdolności do dalszego odkształcenia. Dlatego też w zależności od stopnia odkształcenia po ostatnim wyżarzeniu otrzymuje się gotowe wyroby ciągnięte charakteryzowane, jako: "miękkie", "półtwarde" lub "twarde".

Ciągnieniem powszechnie produkowane są **druty okrągłe**, które w zależności od przeznaczenia dzieli się na:

- ❑ druty liniarskie przeznaczone do wyrobu lin, które na ogół wykonywane są ze stali węglowych o zawartości węgla 0,3÷0,9% (w przypadkach szczególnych wykorzystywane są stale stopowe, nierdzewne i kwasoodporne);
- ❑ druty dla przemysłu budowlanego, z których wykonywane są siatki, gwoździe, zbrojenia itp. (głównie ze stali węglowej);
- ❑ druty dla przemysłu maszynowego, takie jak: sprężynowe, pędnicowe, szprychowe, oponowe, bandażowe (do silników elektrycznych), na elementy łożysk tocznych, do wyrobu wiertel i rozwiertaków; wykonywane z różnych gatunków stali konstrukcyjnych i narzędziowych;
- ❑ druty włókiennicze przeznaczone na igły dziewiarskie, czesankowe, biegaczowe, na igły do robót ręcznych itp.; wykonywane przede wszystkim z różnych gatunków stali węglowej;

- druty grzejne i oporowe, które wykonywane są ze specjalnych gatunków stali żaroodpornych;
- druty specjalnego przeznaczenia, np. na elektrody do spawania, na przewody telegraficzne.



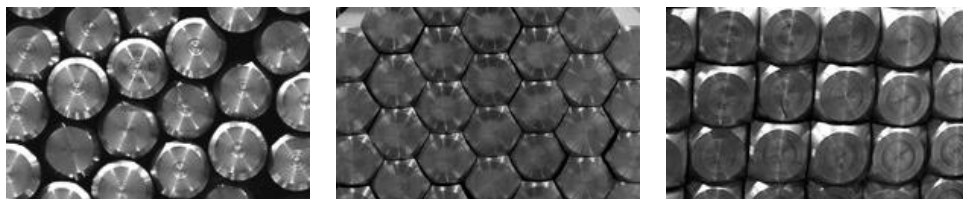
Rys. 8.5. Przykładowe kształty przekroji poprzecznych drutów otrzymanyh metodą ciągnięcia [107]

Ciągnięcie znajduje także zastosowanie przy wyrobie **drutów profilowych**, które wykonuje się z różnych gatunków stali stopowych i węglowych. Wyróżnia się przy tym druty profile: kwadratowe, prostokątne, wielokątne, trapezowe, klinowe oraz zetowe do lin zamkniętych, owalne półokrągłe, na przewody jezdne i inne. Niektóre kształty drutów otrzymanyh w procesie ciągnięcia pokazano na rys. 8.5.

Wśród drutów stalowych wytwarzanych przez ciągnięcie na szczególną uwagę zasługują tzw. **druty patentowane**. Wykonuje się je ze stali o większej zawartości węgla, przy czym po przeciągnięciu na końcowy wymiar (ewentualnie pomiędzy poszczególnymi ciągami) przeprowadzany jest specjalny zabieg cieplny - patentowanie. Polega on na hartowaniu izotermicznym, przeprowadzanym zwykle w kąpeli roztopionego ołowiu o temperaturze 450÷470 °C. Skutkiem patentowania jest znaczny wzrost wytrzymałości materiału przy zachowaniu podatności na odkształcenia plastyczne. Połączenie patentowania z następującą po nim obróbką plastyczną na zimno prowadzi do dalszego wzrostu wytrzymałości materiału na rozciąganie (nawet do 4000 MPa, w zależności od zawartości węgla w stali). Metodą tą wytwarzane są m.in. druty na liny (wytrzymałość w zakresie 1200÷2000 MPa), sprężyny (1450÷2550 MPa) oraz struny fortepianowe (1950÷3000 MPa).

Ciągnięcie wykorzystywane jest także szeroko w produkcji **prętów ciągnionych**, które klasyfikuje się wg kształtu ich przekroju poprzecznego oraz zastosowania. Średnica prętów wytwarzanych tą metodą z reguły nie przekracza 60 mm. Wyróżnia się przy tym pręty (rys. 8.6): okrągłe, kwadratowe, sześciokątne, trapezowe, prostokątne, ośmiokątne i inne. Wykonuje się je zarówno z różnych gatunków stali (węglowych, stopowych, konstrukcyjnych, narzędziowych), jak i z metali nieżelaznych i ich stopów.

Rury ciągnione wytwarzane na zimno zalicza się do rur precyzyjnych, które mogą być zwykłe (ze stali zwykłej jakości) lub jakościowe (ze stali wyższej jakości). Rury ciągnione mogą być też wykonywane ze stali stopowych albo z metali i stopów nieżelaznych. Poza tym wyróżnia się rury kształtowe, których przekrój poprzeczny ma kształt różny od kołowego.



Rys. 8.6. Przykłady prętów ciągnionych o przekroju poprzecznym (kolejno od lewej): okrągłym, sześciokątnym, kwadratowym [148]

8.2. Ciągadła

8.2.1. Budowa ciągadeł

Podstawowym parametrem wpływającym na przebieg procesu ciągnięcia jest kształt otworu roboczego ciągadła, który może być kołowy lub kształtowy. Odpowiednie ukształtowanie tego otworu powoduje zmniejszenie siły potrzebnej do ciągnięcia oraz ogranicza zużycie narzędzia.

Najczęściej wykorzystywane w praktyce przemysłowej są **ciągadła monolityczne o kształcie stożkowym** (rys. 8.7), które stosowane są do ciągnięcia drutów, prętów i rur. W narzędziach tych wyróżnia się cztery podstawowe strefy, które stanowią: stożek smarujący, stożek roboczy (zgniatający), część (pierścień) kalibrująca oraz stożek wyjściowy.

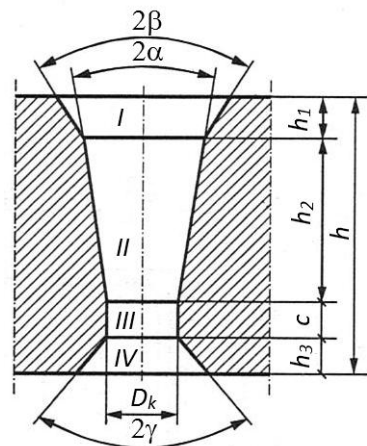
Zadaniem stożka smarującego jest doprowadzenie smaru do części roboczej narzędzia. Z tego też powodu wymiary tej strefy (długość h_1 i zbieżność stożka 2β - rys. 8.7) są uzależnione od gatunku stosowanego smaru. I tak, w przypadku smarowania sproszkowanym mydłem kąt 2β wynosi około 40° , zaś dla smarów płynnych i półpłynnych $2\beta = 70\div 80^\circ$.

Stożek roboczy (zgniatający) wywiera zasadniczy wpływ na przebieg ciągnięcia, gdyż całe odkształcenie materiału ma miejsce w jego obrębie. Najważniejszym parametrem tej części narzędzia jest kąt wierzchołkowy stożka 2α (rys. 8.7), który powinien być odpowiednio dobrany, w zależności od rodzaju przeciąganego materiału oraz od warunków przeprowadzanego procesu. Najlepsze warunki ciągnięcia uzyskuje się stosując optymalny kąt ciągnięcia α_{opt} (rys. 8.8), przy którym naprężenie ciągnięcia przy ustalonych pozostałych parametrach technologicznych (odkształcenie, współczynnik tarcia, prędkość ciągnięcia, temperatura materiału itd.) osiąga wartość minimalną. Obowiązuje przy tym zasada, że im twardszy jest materiał, tym mniejsze są kąty ciągnięcia. W tabeli 8.1 zestawiono najczęściej stosowane w praktyce wartości kątów ciągnięcia, w zależności od kształtowanego materiału. Należy tutaj zaznaczyć, iż stożek roboczy wykonywany jest z dość dużymi odchyłkami, wynoszącymi na ogół $\pm 2^\circ$. Długość h_2 stożka roboczego określa się na podstawie zależności:

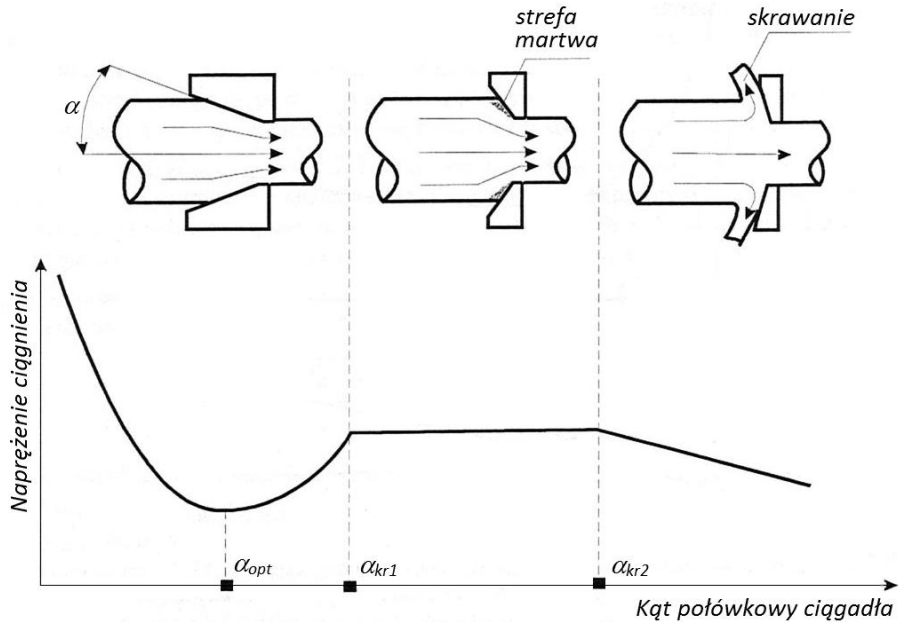
$$h_2 \geq \frac{(\sqrt{\lambda}-1)D_k}{2\text{tg}\alpha}, \quad (8.1)$$

gdzie przez λ określa się maksymalne, projektowane wydłużenie materiału w danym ciągadle.

Część kalibrująca ma za zadanie nadać pożądaną kształt i wymiary wyrobowi ciągnionemu. Najważniejszym parametrem tej strefy jest długość c (rys. 8.7), która powinna być dostatecznie wielka by przeciwdziałać zbyt szybkiemu ścieraniu się otworu, lecz równocześnie nie może być za duża, gdyż nadmierny wzrost sił tarcia doprowadza do niepotrzebnego podwyższenia temperatury ciąga-



Rys. 8.7. Profil ciągadła stożkowego: I - stożek smarujący, II - stożek roboczy (zgniatający), III - część kalibrująca, IV - stożek wyjściowy [74]



Rys. 8.8. Wpływ kąta stożka roboczego ciągadła na napężenie ciągnięcia oraz charakter przepływu materiału w narzędziu; w praktyce realizuje się ciągnięcie przy $\alpha < \alpha_{kr1}$ [164]

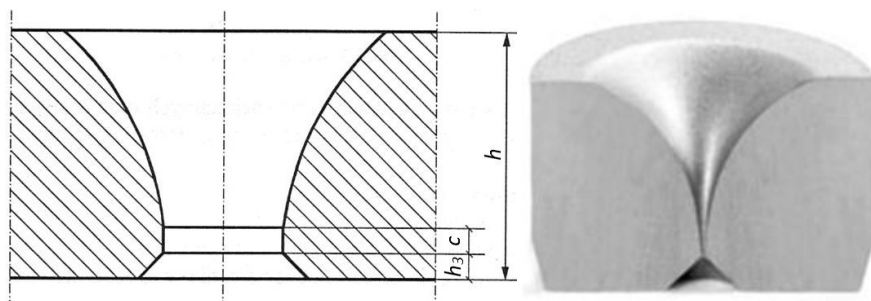
dła oraz do zwiększenia siły ciągnięcia. Na ogół długość c dobiera się z zakresu $0,25 \div 2$ wartości średnicy otworu średnicy ciągadła D_{kr} w zależności od gatunku materiału i średnicy półwyrobu. Obowiązuje przy tym zasada, że przy ciągnięciu cienkich wyrobów oraz miękkich materiałów stosuje się większe wartości c niż w przypadku półwyrobów grubych i wykonywanych z materiałów twardych.

Stożek wyjściowy nie odgrywa zbyt intensywnej roli w procesie ciągnięcia. Głównym jego zadaniem jest ochrona części kalibrującej przed wykruszaniem się (w szczególności podczas kształtowania materiałów twardych). Kąt nachylenia γ tego stożka (rys. 8.7) przyjmuje duże wartości (w zakresie $20 \div 45^\circ$), a wysokość h_3 tej strefy wynosi ok. $20 \div 25\%$ wysokości h ciągadła.

Tab. 8.1. Przybliżone wartości kąta połówkowego ciągadła α , stosowane przy kształtowaniu różnych metali i stopów [74]

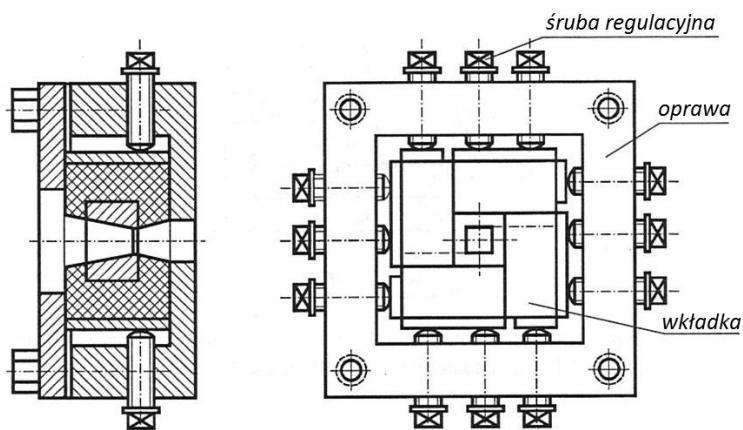
Rodzaj ciągniętego materiału	Kąt połówkowy stożka ciągadła α
Aluminium	$12 \div 13^\circ$
Miedź, złoto, srebro	$9 \div 10^\circ$
Mosiądz, brąz	$8 \div 9^\circ$
Stal miękka	$7 \div 8^\circ$
Brąz fosforowy, mosiądz twardy	$6 \div 7^\circ$
Stal twarda	$5 \div 6^\circ$
Metale i stopy twardsze od stali	5°

Do ciągnięcia cienkich drutów z małymi gniotami wykorzystywane są także **monolityczne ciągadła łukowe** (rys. 8.9). W narzędziach tych uzyskuje się zwiększoną powierzchnię styku materiału z narzędziem (w porównaniu do ciągadła stożkowego), co prowadzi do zmniejszenia nacisków jednostkowych. Jednakże siła potrzebna do realizacji procesu ciągnięcia w ciągadłach łukowych jest zwykle większa niż w przypadku stosowania narzędzi stożkowych (przy zastosowaniu takiego samego gniotu).



Rys. 8.9. Profil monolitycznego ciągadła łukowego (po lewej) [74], wraz z przykładowym narzędziem (po prawej) [24]

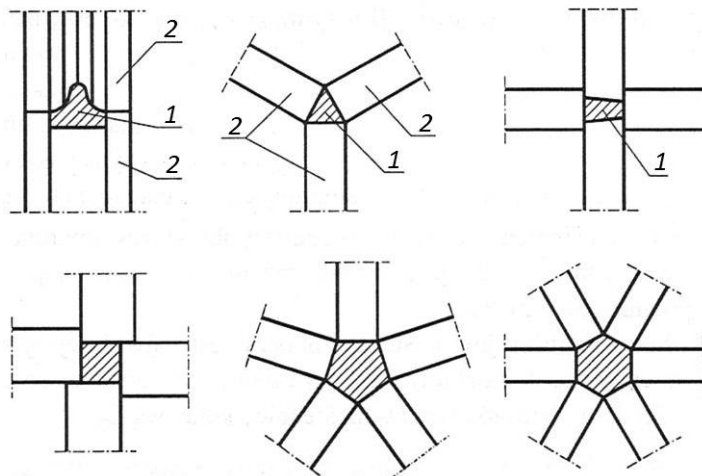
Oprócz ciągadeł monolitycznych wykorzystywane są także **ciągadła składane**, o regulowanym kształcie otworu roboczego. Przykładowa konstrukcja takiego narzędzia, przedstawiona na rys. 8.10, wykorzystuje segmenty (wkładki) umieszczone w specjalnej oprawie, których położenie regulowane jest za pomocą śrub. Ciągadła składane używane są głównie przy ciągnięciu wyrobów profilowych, w szczególności wtedy, gdy wymagane są bardzo małe promienie zaokrąglenia naroży (redukowany jest efekt karbu prowadzący do szybkiego zużywania się narzędzi).



Rys. 8.10. Ciągadło składane [74]

Inny rodzaj narzędzi często wykorzystywanych w procesach ciągnięcia stanowią **ciągadła rolnkowe** (walcowe), które podczas kształtowania wykonują ruch obrotowy wokół własnej osi. Na ogół są to narzędzia specjalnego stosowania, które wykorzystywane są na przykład przy ciągnięciu (z minimalną owalizacją) wyrobów o przekroju kołowym.

W trakcie ciągnięcia stosuje się kilka (na ogół $2 \div 6$) nie napędzanych rolek - rys. 8.11. Odmianą ciągaadeł z obrotowymi elementami roboczymi są ciągaadła kulkowe, które znajdują zastosowanie przy kształtowaniu rur. Narzędzia te w trakcie ciągnięcia wykonują ruch obrotowy wokół osi rury obciskając ją w sposób śrubowy aż do trzpienia, który przesuwa się osiowo wraz z ciągaadłem.



Rys. 8.11. Typowe ustawienia walców w ciągaadłach rolkowych (walcowych): 1 - ciągniony wyrób, 2 - walce [74]

8.2.2. Materiały stosowane do wyrobu ciągaadeł

Ciągaadła wykonywane są z materiałów mających wysoką granicę sprężystości i wytrzymałości, zabezpieczającą przed wystąpieniem odkształceń trwałych. Warunki pracy tych narzędzi są bardzo ciężkie, np. podczas ciągnięcia drutów stalowych nacisk na powierzchni kontaktu może osiągać wartości rzędu 2000 MPa, co intensyfikuje procesy zużycia. Z tych też powodów ciągaadła wykonywane są z twardych materiałów, takich jak: stale narzędziowe do pracy na zimno, węgliki spiekane, czy diament techniczny.

Ciągaadła stalowe wykorzystywane są przy wytwarzaniu wyrobów o większych wymiarach, zwłaszcza profili wielokątnych. Ze stali wykonuje się także ciągaadła wielootworowe (drucidła), mające charakterystyczny kształt łopatki, w której wykonanych jest od 8 do 18 otworów. Do obróbki materiałów miękkich stosuje się ciągaadła ze stali węglowej, zawierającej $0,8 \div 1,5\%$ C. Natomiast w ciągnięciu materiałów twardych znajdują zastosowanie stale stopowe chromowe (zawierające nawet kilkanaście % Cr). Cechą charakterystyczną ciągaadeł stalowych jest to, że mogą być one wielokrotnie regenerowane przez zmniejszenie otworów roboczych metodami obróbki plastycznej na gorąco i następne kalibrowanie na zimno (np. drucidła kalibrowane są za pomocą trzpieni szlifowanych, wykonanych ze stali szybko tnącej). Obecnie w produkcji masowej odchodzi się od stosowania ciągaadeł stalowych ponieważ nie zapewniają one osiągnięcia wymaganych parametrów, takich jak: odporność na ścieranie, twardość, możliwość uzyskania niskich wartości współczynnika tarcia.

Ciągaadła z węglików spiekanych odznaczają się wysoką twardością i bardzo dobrą odpornością na ścieranie. W procesach obróbki plastycznej na zimno, do których zalicza się ciągnięcie, najczęściej stosowane są węgliki wolframu (WC), tantal (TaC), wanadu

(VC) oraz chromu (Cr_2C) [74]. Metalem wiążącym jest głównie kobalt, a czasami nikiel i żelazo. Przy tym ciągadła są wykonywane przede wszystkim z węglika typu G, uzyskiwanego przez spiekanie węglika wolframu z użyciem kobaltu jako materiału wiążącego.

Podstawowe gatunki węglików spiekanych stosowanych na ciągadła zestawiono w tab. 8.2. W praktyce przemysłowej obowiązuje zasada, że do mniejszych średnic wyrobu stosuje się materiały o większej zawartości węglika. Przykładowo, gatunek węglik H10 wykorzystywany jest do produkcji ciągałek z otworem kalibrującym o średnicy mniejszej niż 2 mm, natomiast gatunki G20 i G30 stosowane są na narzędzia o wymiarze otworu kalibrowego większym niż 40 mm.

Tab. 8.2. Skład chemiczny i własności węglików spiekanych z grupy wolframowej WC - Co [74]

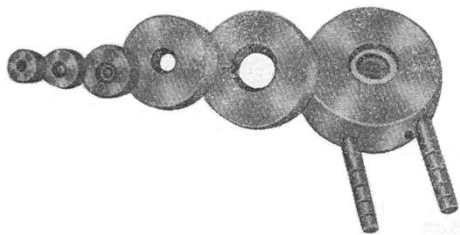
Gatunek	Skład chemiczny, %		Gęstość, g/cm ³	Twardość min, HRA	Wytrzym. na zgina- nie R_g , MPa	Wytrzym. na ści- skanie R_c , MPa	Moduł Younga E , MPa
	Węglik WC	Kobalt Co					
H10	94	6	14,5÷15,0	90,0	1150	5900	630000
G10	94	6	14,4÷14,9	89,0	1300	5800	620000
G15	91	9	14,4	87,5	1400	---	---
G20	89	11	14,0÷14,5	87,0	1500	4650	580000
G30	85	15	13,7÷14,2	86,0	1700	4150	540000
G40	80	20	13,3	84,0	1800	3700	500000
G50	75	25	13,0	82,0	1900	3300	470000

Ciągadła wykonane z węglików spiekanych nie mogą być narażone na działanie zbyt dużych naprężeń ściskających, gdyż ze względu na ich kruchość grozi to pękaniem. Dlatego też ciągadła z węglików spiekanych wykonywane są w postaci rdzeni (o możliwie małych wymiarach), które umieszczane są w oprawach w sposób powodujący wystąpienie w nich znacznych naprężeń ściskających. Na ogół w tym celu stosuje się metodę mocowania rdzenia roboczego na gorąco - rys. 8.12.

Oprawy ciągałek wykonywane są z różnych materiałów, w zależności od warunków ich pracy. W przypadku narzędzi o małej średnicy stosuje się oprawy z mosiądzu, brązu lub miękkiej stali. Na oprawy ciągałek średniej wielkości wykorzystuje się stal o wytrzymałości w zakresie 600÷700 MPa, zaś dla narzędzi dużych stal o wytrzymałości przekraczającej 1000 MPa. W przypadku ciągałek wielkogabarytowych stosuje się w trakcie pracy chłodzenie wodne; przykładowo na rys. 8.13 pokazano rurki doprowadzające i odprowadzające wodę chłodzącą do oprawy największego ciągadła.



Rys. 8.12. Ciągadło z wkładką (rdzeniem) z węglika spiekanego



Rys. 8.13. Ciągadła z rdzeniami z węglików spiekanych, z których największe ma oprawę chłodzoną wodą [130]

Ciągadła diamentowe ze względu na największą twardość i odporność na ścieranie są najlepsze w przypadku ciągnięcia drutów ze stali stopowych i stopów technicznych (o średnicy do 1,8 mm), pomimo ich wysokiej ceny i trudności w obróbce otworu roboczego. Narzędzia te w szczególności zalecane są do ciągnięcia drutu:

- ❑ cienkiego okrągłego, przy zawyżonych odchyłkach wymiarowych;
- ❑ spełniającego wysokie wymagania co do jakości powierzchni;
- ❑ z dużymi prędkościami (dla średnic w zakresie $0,185 \div 0,75$ mm);
- ❑ wykonywanych ze stali węglowych i stopowych przy utrudnionym smarowaniu.

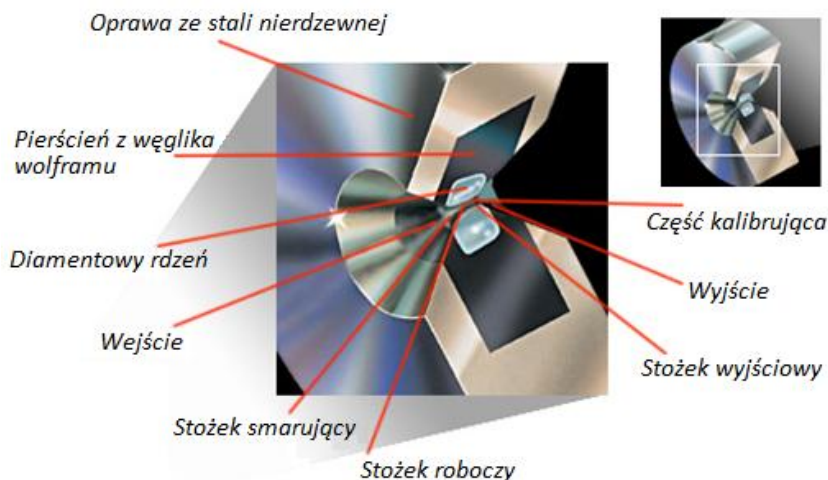
Ciągadła diamentowe wykonywane są z diamentów naturalnych w gatunkach (np. Bortz, Carbon), które nie nadają się na wyroby jubilerskie z racji nieodpowiedniej barwy i połysku. W tym przypadku oczko wykonywane jest z pojedynczego monokryształu. Oprócz nich stosowane są też narzędzia z polikrystalicznego diamentu syntetycznego, w których część roboczą (oczko) stanowi rdzeń wykonany ze spieczonego proszku diamentowego (o wielkości granulatu $3 \div 50$ μm) w osnowie metalowej. Rdzeń ten umieszczany jest w pierścieniu z węgla wolframu, który z kolei wciskany jest w oprawę ze stali nierdzewnej - rys. 8.14.

W tabeli 8.3 zestawiono dane na temat wybranych własności diamentu naturalnego (monokryształu), diamentu polikrystalicznego wykorzystywanego w ciągadłach SYNDIE oraz węgla typu G, zawierającego 6% Co. Lepsze własności wytrzymałościowe ciągadeł wykonanych z diamentu syntetycznego w stosunku do narzędzi diamentowych monokrystalicznych przypisuje się statystycznie przypadkowej orientacji drobnych kryształów diamentu wchodzącego w skład spieku, powodującej w efekcie izotropowość własności (diament naturalny charakteryzuje się znaczną anizotropią).

Wydajność ciągadeł diamentowych wielokrotnie przewyższa wydajność narzędzi wytworzonych z węglików spiekanych (nawet do 200x).

Tab. 8.3. Własności diamentu polikrystalicznego, diamentu naturalnego (monokryształu) oraz węgla wolframu [74]

Własności	Diament polikrystaliczny w ciągadłach SYNDIE	Diament naturalny (wartości średnie)	Węgiel wolframu o zawartości 6% Co
Moduł Younga, MPa	841	964	630
Liczba Poissona	0,32	0,20	0,21
Wytrzymałość na rozciąganie, MPa	1290	2600	1800
Wytrzymałość na ściskanie, MPa	7610	8680	4500
Twardość Knoop, MPa	50000	56000÷102000	20000



Rys. 8.14. Budowa ciągadła z diamentowym rdzeniem; na podstawie [156]

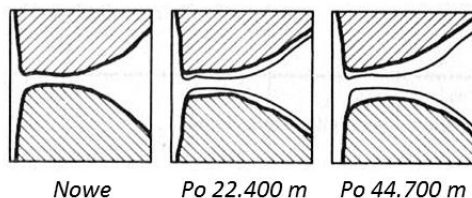
8.2.3. Zużycie ciągań i ich regeneracja

Trwałość i wydajność ciągań uzależniona jest przede wszystkim od trzech, następujących czynników:

- przyjętego kształtu ciągań w stosunku do ciągniętego materiału; dobrze zaprojektowane narzędzie powinno umożliwiać szereg przeszlifowań do maksymalnej możliwej średnicy otworu oraz zapewniać po każdej regeneracji jak największą wydajność; ponadto, prawidłowy kształt otworu roboczego zapewnia dobre smarowanie półwyrobu w trakcie ciągnięcia;
- jakości materiału użytego do wyrobu ciągań, który powinien być dobrany z uwzględnieniem wielkości produkcji i zaplanowanej liczby regeneracji;
- sposobu wykonania, a w szczególności od stanu wykończenia powierzchni roboczej ciągań; powierzchnia otworu roboczego powinna być lustrzana gładka, co przy odpowiednim smarowaniu gwarantuje uzyskanie wysokiej jakości powierzchni materiału ciągniętego.

Znaczne naciski powierzchniowe, jak również poślizgi materiału trącego o powierzchnię ciągań powodują jego stopniowe zużycie - rys. 8.15. Typowymi objawami zużycia ciągań są [74]:

- powiększenie otworów wymiaru kalibrującego poza dopuszczalną tolerancję;
- występowanie na powierzchni otworu roboczego licznych wzdłużnych rys;
- utworzenie tak zwanego pierścienia gniotowego, powstającego w stożku zgniatającym w miejscu pierwszego styku powierzchni ciągań z materiałem;

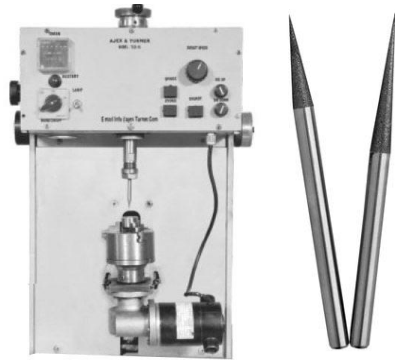


Rys. 8.15. Charakter zużycia ciągań po przeciągnięciu wyrobów o łącznej długości podanej na rys. [67]

- ❑ zmiany kształtu przekroju poprzecznego otworu ciągadła;
- ❑ występowanie pęknięć, wykruszeń lub wżerów na powierzchni roboczej;
- ❑ pojawianie się na powierzchni roboczej tzw. nalepień, które stanowią cząsteczki ciągniętego materiału "przyspawane" do narzędzi wskutek chwilowego, gwałtownego wzrostu temperatury na trących o siebie powierzchniach.

Wszystkie podane powyżej uszkodzenia ciągałek (za wyjątkiem pęknięć) skutecznie mogą być usunięte przez przeszlifowanie otworu na wymiar większy i następujące po tym przepolerowanie. W przypadku narzędzi ze stali można także zastosować regenerację przeprowadzaną metodami obróbki plastycznej, doprowadzającą otwór do wymiarów poprzednich, który następnie poddawany jest kalibrowaniu twardymi trzpieniami wykonywanymi ze stali szybko tnącej. Następnie ciągałka te poddawane są obróbce cieplnej, szlifowaniu i polerowaniu mającemu na celu osiągnięcie odpowiedniej jakości.

Proces polerowania stożka zgniatającego ciągałek wykonywany jest na specjalnych maszynach przy użyciu igły walcowej lub stożkowej (rys. 8.16). Podczas polerowania wykorzystywany jest proszek diamentowy, igły polerujące wykonują ruch obrotowy i postępowo-zwrotny, a ciągałko porusza się ruchem obrotowym. Dla otrzymania łagodnego przejścia pomiędzy poszczególnymi częściami roboczymi narzędzia igła polerująca wykonuje poza tym ruch wahadłowy.



Rys. 8.16. Maszyna wykorzystywana do polerowania ciągałek oraz igły stożkowe, stosowane w tym procesie [58, 147]

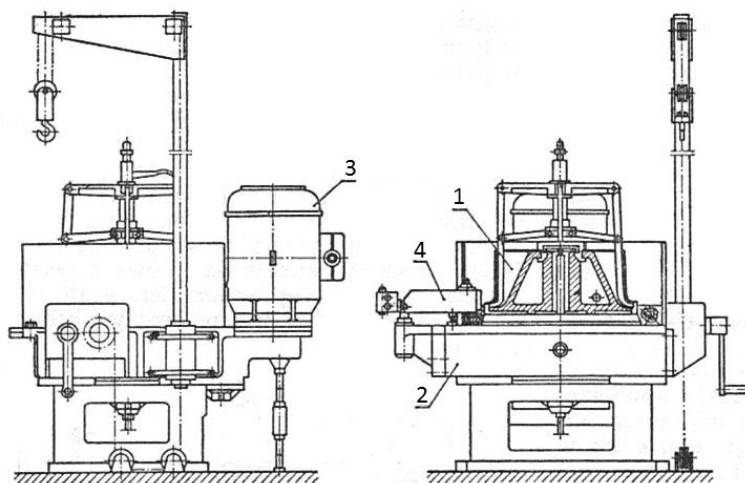
8.3. Ciągarki

Ciągarka to maszyna wykorzystywana do ciągnięcia materiału przez ciągałko. Do produkcji drutu służą ciągarki bębnowe, a do produkcji rur i prętów ciągarki ławowe.

8.3.1. Ciągarki bębnowe

Ciągarki bębnowe składają się z dwóch zasadniczych części, tj. ciągałki i bębna (tarczy) przeciągającego drut. W zależności od liczby stosowanych bębnow maszyn te dzieli się na jednostopniowe (jednobębnowe, jednociągi) oraz wielostopniowe (wielobębnowe, wielociągi).

Ciągarka bębnowa jednostopniowa, przedstawiona na rys. 8.17, służy do przeciągania drutów (o większych średnicach, albo z materiałów trudnych do przeróbki) oraz rur (o mniejszych średnicach). Zbudowana jest ona przeważnie z bębna 1, korpusu 2 oraz przekładni z silnikiem napędzającym 3. Bęben maszyny (o średnicy w zakresie 0,2÷1,2 m, a w przypadku rur nawet do 2 m) służy do nawijania drutu lub rury, po ich przejściu przez ciągałko, umieszczone w specjalnej skrzynce 4. Prędkość ciągnięcia



Rys. 8.17. Ciągarka jednostopniowa pojedyncza: 1 - bęben, 2 - korpus, 3 - silnik napędzający, 4 - skrzynka z ciągnikiem [107]

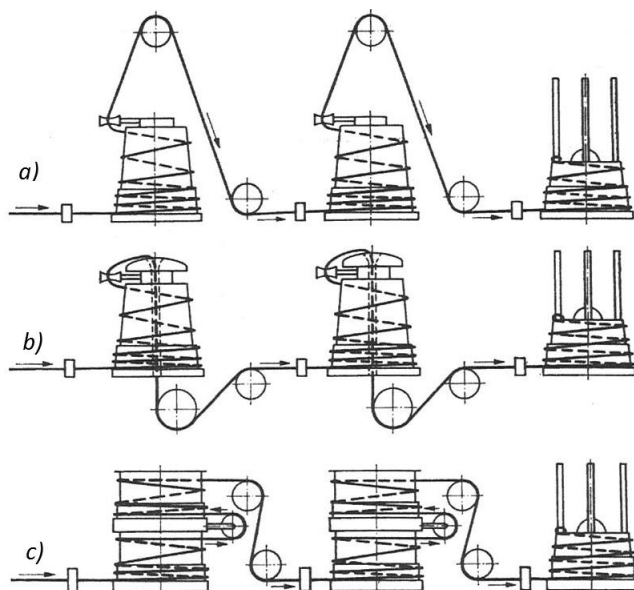
zmienia się w przedziale 40÷100 m/min, w zależności od mocy silnika. Bęben ma kształt lekko stożkowy, a jego wysokość jest tak dobrana by umożliwić nawinięcie całego kręgu drutu, ważącego niekiedy nawet kilkaset kilogramów. Od wewnątrz bęben jest pusty i chłodzony wodą bieżącą.

Ciągarki wielostopniowe budowane są jako wielociągi bez poślizgu oraz wielociągi z poślizgiem. Pozwalają one na jednoczesne redukowanie przekroju w wielu (nawet do 20) przejściach. Maszyny te mogą mieć napęd indywidualny poszczególnych bębnow lub wspólny - rys. 8.18.

Zasada działania wielociągu bez poślizgu jest podobna do występującej w walcowni ciągłej. Materiał przeciągnięty przez pierwsze ciągnadło nawijany jest na bęben, z którego jest odprowadzany i kierowany do następnego ciągnadła, nawijany na kolejny bęben itd. Ciągłość pracy maszyny zapewniona jest dzięki spełnieniu zasady stałej objętości metalu przepływającego przez poszczególne elementy maszyny w jednostce czasu. Uzyskuje się to zwiększając prędkości kolejnych bębnow proporcjonalnie do uzyskiwanego wydłużenia. Ze względu na występujące w praktyce zużycie narzędzi projek-



Rys. 8.18. Przykłady wielociągów bez poślizgu: układ blokowy zestawiony z jednociągów (po lewej) [85], ciągarka prostoliniowa z przeciwnociągiem wytworzonym przez rolki dociskowe (po prawej) [158]

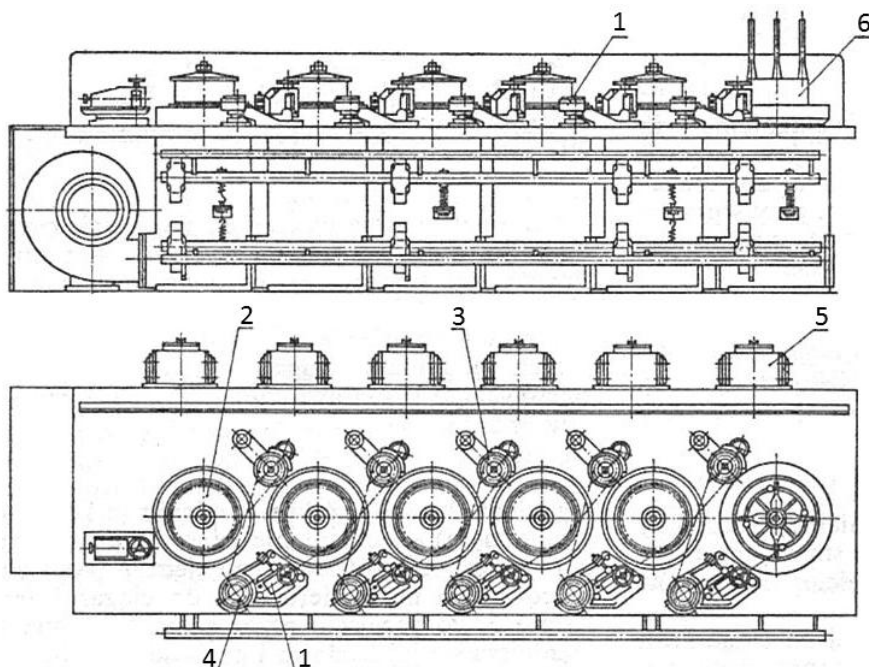


Rys. 8.19. Sposób oprowadzania drutu w ciągarkach akumulacyjnych: a) z górnym oprowadzeniem, b) z dolnym oprowadzeniem, c) prostociąg (z podwójnym bębniem) [120]

tując procesy ciągnięcia przyjmuje się nieco mniejszą prędkość bębnow od wyliczonej z warunku przepływu, co w konsekwencji powoduje występowanie na bębnach pewnych zapasów drutu. Stosowane są przy tym różne rozwiązania konstrukcyjne różniące się sposobem oprowadzania drutu z bębna na bęben, z których typowe pokazano na rys. 8.19. Są to:

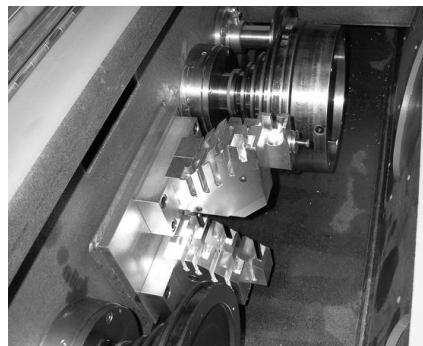
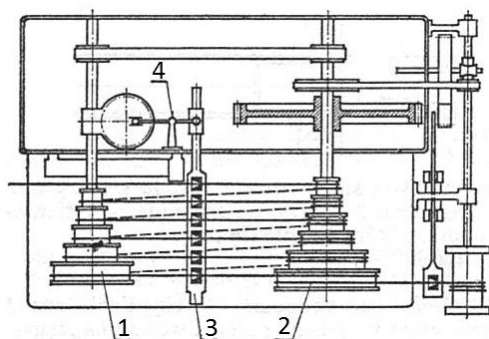
- ❑ górne oprowadzenie drutu (rys. 8.19a), które jest rozwiązaniem najstarszym i najbardziej rozpowszechnionym; maszyny te są niewygodne w obsłudze, w szczególności przy produkcji drutu o średnicy powyżej 4 mm, drutów sprężynowych i patentowanych; zaletą tego rozwiązania są dobre warunki chłodzenia przeciąganego drutu;
- ❑ dolne oprowadzenie drutu (rys. 8.19b), które znalazło szerokie zastosowanie w procesach ciągnięcia drutu o średnicy 1÷4 mm;
- ❑ prostociąg (z podwójnym bębniem - rys. 8.19c - umożliwiający ciągnięcie drutu o dużej średnicy (nawet powyżej 10 mm) i z materiałów o wysokich własnościach wytrzymałościowych; maszyny pracujące wg tego schematu pracują często z przeciągiem i nie stwarzają dobrych warunków do chłodzenia ciągniętego drutu.

Schemat często stosowanej w praktyce ciągarki wielostopniowej bezpoślizgowej pokazano na rys. 8.20. Maszyna ta służy do ciągnięcia drutu i ma najczęściej od 2 do 12 bębnow (czasami tzw. podwójnych). Przed każdym bębniem umieszczona jest skrzynka z uchwytem na ciągadło. Drut przechodzi przez kolejne ciągadła i nawijany jest na bębny, które mają napęd indywidualny lub zbiorowy (od jednego silnika). Za ostatnim bębniem roboczym, tzw. zbierającym, często znajduje się zwijak drutu na szpule lub na szpule i w kręgi. Maszyna wyposażona jest także we własny dźwig, służący do zdejmowania kręgów drutu. Średnice bębnow stosowanych w tych ciągarkach mają 200, 300, 400, 600 i 800 mm (wykorzystywane są także wartości pośrednie).



Rys. 8.20. Ciągarka wielostopniowa bezpoślizgowa: 1 - skrzynka z uchwytem na ciągadło, 2 - bęben, 3 - krążki napinające, 4 - krążki kierujące, 5 - napęd, 6 - zwijarka drutu [107]

Wielociągi z poślizgiem (rys. 8.21) mają budowę umożliwiającą wyrównywanie prędkości w poszczególnych ciągach, co następuje w wyniku ślizgania się drutu po powierzchni tarcz. Maszyny tego typu wykorzystywane są do ciągnięcia cienkich drutów (o średnicy poniżej 8 mm), przy czym proces kształtowania najczęściej prowadzony jest na mokro, przez zanurzenie całego układu ciągadeł i bębnow w cieczy smarowej. Dzięki takiemu rozwiązaniu ułatwiony jest poślizg drutu w ciągadle i na bębnie, jak również zapewnione jest dobre chłodzenie drutu i narzędzi oraz możliwe jest uzyskanie jasnej, błyszczącej powierzchni wyrobu.



Rys. 8.21. Ciągarka wielostopniowa poślizgowa [107, 122]: schemat (po lewej), gdzie 1, 2 - wrzeciona robocze z tarczami, 3 - ciągadła, 4 - regulator przesuwu oraz widok przestrzeni roboczej (po prawej)

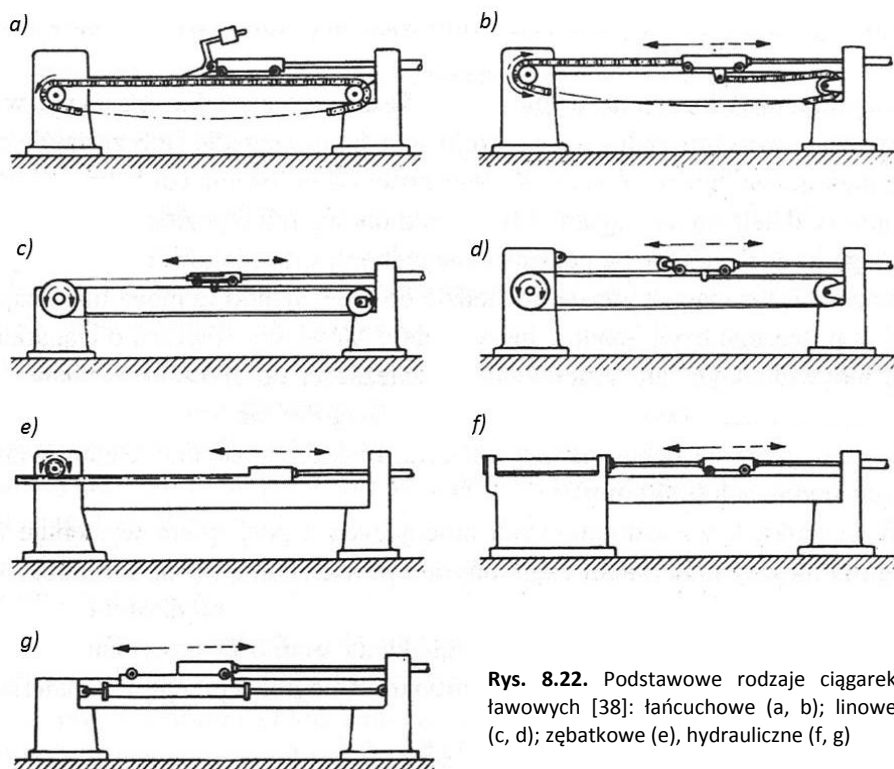
Ciągarka wielostopniowa poślizgowa różni się od maszyny bezpoślizgowej tym, że zamiast bębnow ma wrzeciona robocze z tarczami o różnych średnicach 1 i 2, które zarzucone są w zbiorniku wypełnionym cieczą smarową. Ciągadła 3 zamocowane są w uchwytach mających możliwość wykonywania ruchu posuwisto-zwrotnego, uzyskiwanego w efekcie działania regulatora przesuwu 4. W czasie pracy drut wychodzący z ciągadła opasuje kolejną tarczę i wskutek tarcia o jej powierzchnię przemieszczany jest do kolejnego ciągadła. Szybkość obwodowa tarcz jest nieco większa (zwykle o 3÷6%) od szybkości drutu, tak że pomiędzy tarczą a drutem występuje poślizg.

8.3.2. Ciągarki ławowe

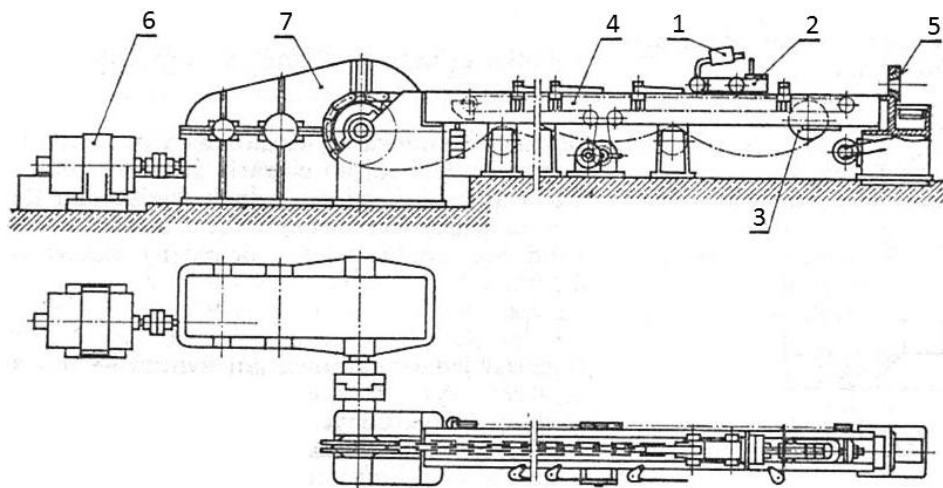
Ciągarki ławowe służą do realizacji procesów ciągnięcia, w których oś materiału kształtowanego (pręta, rury), od momentu rozpoczęcia procesu aż do jego zakończenia, leży w linii prostej niezminiającej położenia. Maszyny te odznaczają się stosunkowo prostą budową i różnią się między sobą przede wszystkim sposobem przekazywania siły ciągnięcia.

Ciągarki ławowe klasyfikuje się w zależności od [120]:

- elementu przekazującego siłę ciągnięcia na: łańcuchowe (rys. 8.22a, b), linowe (rys. 8.22c, d), zębatkowe (rys. 8.22e) oraz hydrauliczne (rys. 8.22g);
- liczby ciągnionych półwyrobów (prętów, rur, kształtowników) na: jednożyłowe lub wielożyłowe;



Rys. 8.22. Podstawowe rodzaje ciągarok ławowych [38]: łańcuchowe (a, b); linowe (c, d); zębatkowe (e), hydrauliczne (f, g)



Rys. 8.23. Ciągarka ławowa: 1 - wózek ciągnący, 2 - szczeka, 3 - napęd łańcuchowy, 4 - łożo obrabiarki, 5 - ciągnadło, 6 - silnik, 7 - przekładnia [107]

- ❑ zastosowania naciągarki wykorzystywane do ciągnięcia: prętów, rur na pusto i rur na korku swobodnym; rur na korku cylindrycznym; rur na długim trzpieniu;
- ❑ postaci materiału wsadowego naciągarki do przerobu wsadu w kręgach lub w prętach.

Schemat typowejciągarki ławowej pokazano na rys. 8.23. Zasadniczym elementem tej maszyny jest wózek ciągnący 1, zaopatrzony w odpowiednie szczęki 2 do uchwycenia pręta i napędzany (w przedstawionym rozwiązaniu) za pomocą łańcucha bez końca 3. Wózek przemieszcza się po łożu obrabiarki 4, natomiast ciągnadło umieszczone jest w obudowie stałej 5. Łańcuch napędzany jest silnikiem 6 przez przekładnię 7.

Zakres średnic prętów i rur ciągnionych naciągarkach ławowych wynosi najczęściej 5÷100 mm; w zależności od tego różna jest siła ciągnącaciągarek, wynosząca od 5 do 1000 kN. Prędkość ciągnięcia materiału wynosi 3÷45 m/min, w zależności od rodzaju materiału. Moc silnika waha się w bardzo szerokich granicach i wynosi zwykle 4÷120 kW.

Długość użytecznaciągarek ławowych wynosi na ogół do 10 m, co oznacza także długość graniczną wyrobów przeciąganych na tych maszynach. Jednakże w specjalnych przypadkach stosowane są również maszyny dłuższe, umożliwiające np. przeciąganie rur o długości 40÷50 m.

Na rys. 8.24. przedstawiono widok nowoczesnejciągarni rur, mającej na wyposażeniu m.in.ciągarki ławowe.

8.4. Technologia ciągnięcia

Proces ciągnięcia na zimno ma na celu uzyskanie wymiarów i własności mechanicznych półwyrobów w efekcie przeprowadzenia określonej liczby ciągnów. Dla ustalenia tej liczby niezbędna jest znajomość dopuszczalnej wielkości ubytku przekroju poprzecznego



Rys. 8.24. Przykład nowoczesnej ciągarni rur, w której wykorzystywane są ciągarci ławowe [48]

półwyrobu ε_A w jednym ciągu, która zależy od: rodzaju ciągnionego materiału i stopnia jego utwardzenia oraz od warunków, w jakich prowadzony jest proces kształtowania (np. od kąta zbieżności stożka zgniatającego w ciągadle, rodzaju zastosowanego smaru, prędkości ciągnięcia, wymiarów przekroju poprzecznego, itd.).

Na podstawie licznych prac badawczych stwierdzono, że istnieje wartość graniczna ubytku przekroju poprzecznego, wynosząca do 40%, której nie można przekraczać podczas ciągnięcia. Przy większych odkształceniach w wyrobie ciągnionym pojawiają się różne wady, takie jak: rysy, pęknięcia, drobne naderwania.

Projektując procesy ciągnięcia należy wyliczyć liczbę ciągów potrzebnych do uzyskania założonej redukcji przekroju poprzecznego. Niezbędne jest w tym celu założenie wartości ε_A uzyskiwanej w jednym ciągu, która wynosi:

- dla półwyrobów miękkich wykonywanych z miedzi, aluminium, mosiądzu, brązu i stali miękkiej $\varepsilon_A = 25 \div 30\%$;
- dla półwyrobów średnio twardych z miedzi, tombaku, brązu oraz stali $\varepsilon_A = 20 \div 25\%$;
- dla półwyrobów twardych ze stali, wolframu molibdenu $\varepsilon_A = 10 \div 20\%$.

Dobierając wartości ubytku przekroju dla poszczególnych ciągów - w przypadku stosowania ciągarek jednostopniowych - stosuje się zasadę, że największy stopień odkształcenia przyjmuje się dla ciągu pierwszego. Dla kolejnych ciągów wartości ε_A zmniejsza się stopniowo (ze względu na efekt umocnienia materiału) tak, by dla ciągu ostatniego ε_A było równe około 10%. Natomiast w przypadku ciągnięcia w ciągarkach wielostopniowych przyjmuje się zwykle jednakowe stopnie ciągnięcia w każdym ciągu.

8. Ciągarstwo

Tab. 8.4. Całkowity względny ubytek przekroju poprzecznego, stosowany przy ciągnięciu wybranych materiałów [130]

Lp.	Materiał	Względny ubytek przekroju ε_{An}	Lp.	Materiał	Względny ubytek przekroju ε_{An}
1	Aluminium	90 ÷ 95%	6	Nichrom	66 ÷ 92%
2	Brąz fosforowy	57 ÷ 75%	7	Nikiel	60 ÷ 98%
3	Miedź	90 ÷ 98%	8	Konstantan	60 ÷ 98%
4	Mosiądz 67% Cu	50 ÷ 67%	9	Nowe srebro	60 ÷ 92%
5	Mosiądz 60% Cu	30 ÷ 45%	10	Stal	60 ÷ 94%

Ze względu na postępujące w miarę ciągnięcia umocnienie materiału oraz na towarzyszącą mu utratę zdolności materiału do odkształcenia plastycznego występuje wartość całkowitego względnego ubytku przekroju poprzecznego ε_{An} (tabela 8.4), po przekroczeniu której materiał należy wyżarzyć, a następnie oczyścić (zwykle przez trawienie) z pozostałych na powierzchni tlenków. Zakres temperatur stosowanych podczas wyżarzania rekrytalizującego podano w tab. 8.5, przy czym wyższą wartość temperatury (z podanego zakresu) stosuje się do wyżarzania półwyrobów o większym przekroju poprzecznym.

Tab. 8.5. Temperatura odprężania, rekrytalizacji i wyżarzania rekrytalizującego wybranych metali i stopów [130]

Lp.	Materiał	Temperatura, °C		
		odprężania	rekrytalizacji	wyżarzania rekrytalizującego
1	Miedź	300	180 ÷ 230	500 ÷ 700
2	Nikiel	400	550	780 ÷ 850
3	Aluminium	150	150	370 ÷ 400
4	Ołów	---	15 ÷ 20	---
5	Cyna	---	10 ÷ 25	50 ÷ 100
6	Cynk	---	20	---
7	Mosiądz 67% Cu	270 ÷ 290	350 ÷ 370	550 ÷ 600
8	Stal 0,1% C	400 ÷ 450	500	600 ÷ 700

Do obliczenia całkowitego ubytku przekroju poprzecznego ε_{An} półwyrobu po n ciągach stosuje się zależność:

$$\varepsilon_{An} = \frac{A_0 - A_n}{A_0} = 1 - (1 - \varepsilon_{A1}) \cdot (1 - \varepsilon_{A2}) \cdot \dots \cdot (1 - \varepsilon_{An}), \quad (8.2)$$

w której A_0 i A_n oznaczają wielkość pola przekroju poprzecznego wsadu i półwyrobu po n -tym ciągu, zaś ε_{A1} , ε_{A2} ... ε_{An} - wartości ubytku przekroju poprzecznego w kolejnych ciągach od 1 do n -tego.

Dobór prędkości ciągnięcia uzależniony jest od rodzaju ciągniętego materiału oraz od wymiarów półwyrobu (zwykle półwyroby cieńsze przeciąga się z większą prędkością). Przykładowo, druty stalowe grubsze i średnie ciągnie się z prędkością 60÷420

m/min, a miedziane nawet do 1000 m/min. Natomiast prędkość ciągnięcia drutów stalowych cienkich (o średnicy do 0,2 mm) wynosi do 900 m/min, a w przypadku drutów miedzianych do 2400 m/min.

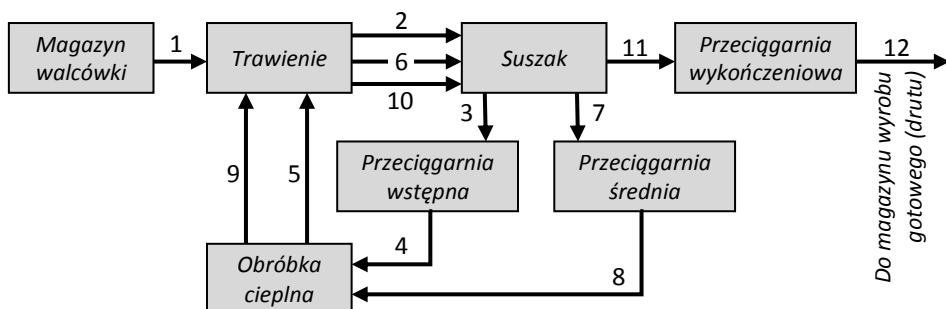
8.4.1. Ciągnięcie drutów patentowanych

W celu uzyskania najlepszych własności wytrzymałościowych drutu stalowego ciągniętego na zimno stosuje się patentowanie, które prowadzi do rekrystalizacji, wyrównania wielkości ziaren i wytworzenia struktury sorbitycznej. Stal o takiej strukturze można przeciągać przy całkowitym ubytku przekroju poprzecznego ε_{An} dochodzącym do 95% (bez stosowania pośrednich obróbek cieplnych). Dzięki temu można uzyskać duże umocnienie materiału i odpowiednio zwiększyć własności mechaniczne ciągniętych drutów stalowych.

Wyróżnia się patentowanie w ołowiu, solach i w powietrzu. Wspólną cechą tych metod jest nagrzewanie drutu do temperatury powyżej linii przemiany A_{c3} . W przypadku patentowania w ołowiu drut bezpośrednio po wyjęciu z pieca hartuje się izotermicznie w ciekłym ołowiu o temperaturze 450-470 °C (dalsze studzenie odbywa się w powietrzu). Patentowanie w roztopionej soli realizuje się podobnie, z tym, że kosztowny i toksyczny ołów zastępuje się kąpielą solną. Natomiast patentowanie w powietrzu ze względu na małą pojemność cieplną drutu umożliwia osiągnięcie tylko częściowej sorbityzacji stali i z tego względu zabieg ten stosowany jest zazwyczaj jako wstępna obróbka cieplna [130].

Proces patentowania drutów grubych (o średnicy powyżej 8 mm) przeprowadza się obrabiając cieplnie całe kręgi, natomiast druty cieńsze patentuje się w trybie ciągłym. Prędkość przelotu drutu jest tak dobrana by został on prawidłowo nagrany (np. w piecach przelotowych lub oporowo-elektrycznie), a następnie dostatecznie długo wytrzymany w kąpeli hartowniczej. Po zahartowaniu izotermicznym drut przechodzi przez szczotki oczyszczające i nawijany jest na bęben nawijarki. Następnie poddawany jest ciągnięciu.

Przykładowy schemat procesu produkcji drutu patentowanego o średnicy 0,88 mm z walcówki $\varnothing 5,5$ mm (wykonanej ze stali o zawartości 0,82% C) pokazano na rys. 8.25. Walcówka najpierw jest jednostopniowo przeciągana na średnicę 4,78 mm i poddawana



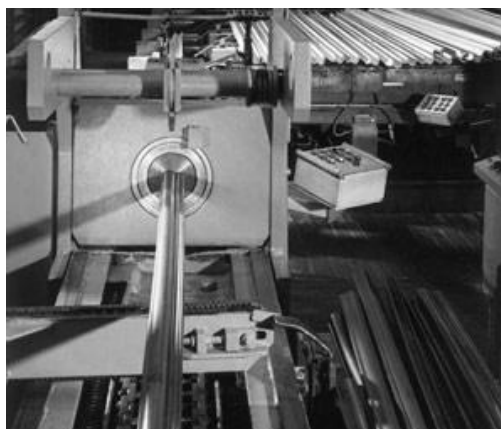
Rys. 8.25. Schemat kolejnych etapów produkcji drutu patentowanego (liczby przy strzałkach kierunkowych oznaczają drogę przepływu materiału); na podstawie [151]

patentowaniu, po którym w dwóch ciągach przeciągana jest na drut $\varnothing 3,6$ mm. Następnym zabiegiem jest kolejne patentowanie, po zakończeniu którego realizowane jest przeciągnięcie drutu w 13 ciągach na ostateczną średnicę $\varnothing 0,88$ mm.

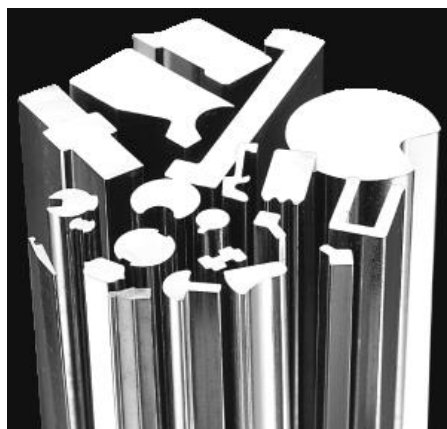
8.4.2. Ciągnienie prętów

Ciągnięcie prętów realizowane jest na ciągarkach ławowych. Zaostrzony na odpowiednią długość koniec pręta wsuwany jest w ciągadło, chwytny szczękami po drugiej stronie narzędzia i przeciągany (rys. 8.26). Podczas kształtowania powierzchnie trące smarowane są odpowiednim smarem w celu zmniejszenia tarcia i uzyskania powierzchni o odpowiedniej jakości.

Zastosowanie ciągnięcia pozwala na zawężenie odchyłek wymiarowych oraz na poprawę jakości powierzchni półwyrobów. Tym sposobem można także otrzymywać pręty o kształcie przekroju poprzecznego, którego osiągnięcie przez walcowanie byłoby mocno utrudnione (rys. 8.27). W wyjątkowych wypadkach proces ten stosuje się także w celu polepszenia własności mechanicznych prętów. Maksymalna średnica prętów kształtowanych przez ciągnięcie nie przekracza na ogół 60 mm.



Rys. 8.26. Ciągnienie prętów cylindrycznych na ciągarkach łańcuchowej [138]

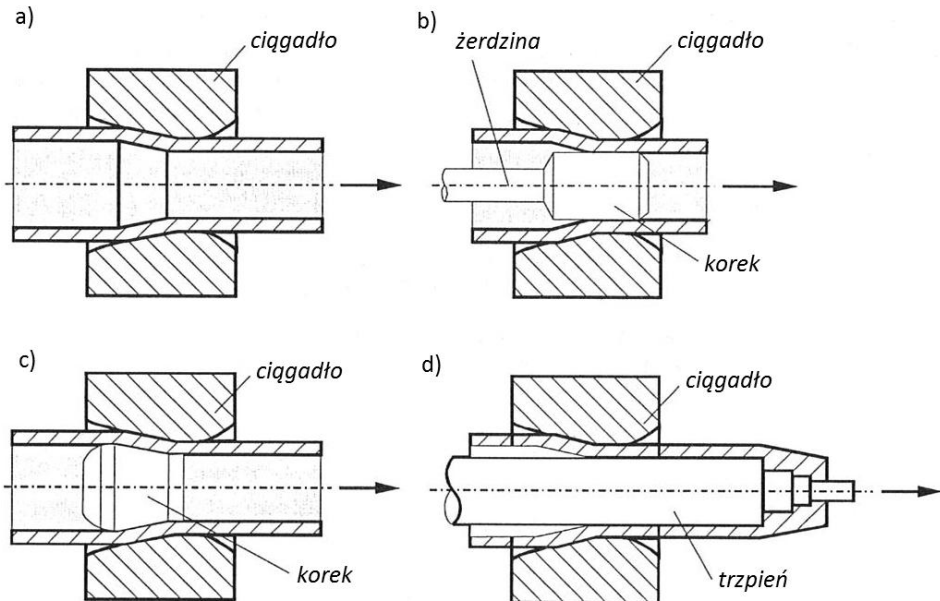


Rys. 8.27. Pręty kształtowe otrzymane w procesie ciągnięcia [82]

8.4.3. Ciągnienie rur

Ciągnięcie rur, realizowane na ciągarkach ławowych, umożliwia wytwarzanie znacznie szerszego zakresu średnic i grubości ścianek niż walcowanie, w szczególności w przypadku produkcji rur o mniejszych gabarytach. Oprócz tego ciągnięcie stwarza możliwości uzyskania dokładniejszych wymiarów oraz dużo lepszej jakości powierzchni. Ciągnienie na zimno daje też możliwość otrzymania rur o kształcie przekroju poprzecznego różnym od kołowego; są to tzw. rury profilowe.

Ciągnięcie rur na zimno można zrealizować kilkoma metodami, z których ważniejsze stanowią: ciągnięcie swobodne, ciągnięcie na trzpieniu stałym, ciągnięcie na trzpieniu (korku) swobodnym oraz ciągnięcie na trzpieniu długim.



Rys. 8.28. Metody ciągnięcia rur: a) ciągnięcie swobodne; b) ciągnięcie na trzpieniu stałym; c) ciągnięcie na trzpieniu (korcu) swobodnym; d) ciągnięcie na trzpieniu długim [74]

W procesie ciągnięcia swobodnego (rys. 8.28a), realizowanym bez użycia trzpienia, uzyskuje się ubytek przekroju poprzecznego oraz wydłużenie rury bez znaczącej zmiany grubości ścianki (występuje wzrost grubości ścianki do 0,1 mm). Metoda ta znajduje przede wszystkim zastosowanie w obróbce rur o małych średnicach (do 30 mm) oraz rur profilowych lub rur o średnicach większych, ale z cienkimi ściankami (poniżej 1 mm). Największy możliwy do uzyskania w tym procesie współczynnik wydłużenia nie przekracza wartości 1,5, co odpowiada ubytkowi przekroju poprzecznego w zakresie 30÷35%. Przy większych odkształceniach występuje fałdowanie lub pękanie ścianki. Ta metoda ciągnięcia często stosowana jest jako końcowa operacja wytwarzania rury, po uzyskaniu pożądanej grubości ścianki, np. podczas wcześniejszego ciągnięcia na trzpieniu.

Wadą ciągnięcia swobodnego jest występowanie po kształtowaniu znacznych naprężeń wewnętrznych, których wartość zależy od stopnia zmniejszenia średnicy rury. Czasami naprężenia te doprowadzają do pękania rur, nawet już po kilku godzinach od ich wykonania. Dla uniknięcia niebezpieczeństwa wystąpienia takiego przypadku rury bezpośrednio po ciągnięciu poddaje się wyżarzaniu odpężającemu.

Ciągnięcie rur na trzpieniu stałym (rys. 8.28b) polega na kształtowaniu rury pomiędzy ciągadłem a nieruchomym (utwierdzonym) trzpieniem, o krótkiej części roboczej. Trzcień jest tak pozycjonowany, by jego koniec znajdował się u wylotu z pierścienia kalibrującego ciągadła. Rurę nakłada się na trzcień, przewleka się jej zaokrąglony koniec przez ciągadło, po czym chwyta się go szczękami ciągarki ławowej i ostatecznie przeciąga przez ciągadło.

Ta metoda ciągnięcia umożliwia uzyskanie wydłużenia rury, przy znacznym zmniejszeniu grubości jej ścianki. Jednakże w trakcie kształtowania występuje zwiększone tarcie (rura trze zarówno na powierzchni zewnętrznej, jak i wewnętrznej), ograniczające możliwy do uzyskania współczynnik wydłużenia do wartości 1,4÷1,5, co odpowiada ubytkowi przekroju poprzecznego rury najwyżej o 30÷35%. Dla zmniejszenia sił tarcia oprócz dobrego smarowania, należy zwrócić szczególną uwagę jakość powierzchni narzędzi (pożądane jest chromowanie powierzchni roboczych). Smar do wnętrza rury doprowadzany jest przez otwór w pręcie, ma końcu którego mocowany jest trzpień.

Zalety ciągnięcia na trzpieniu stałym stanowią: duża elastyczność produkcji, niskie koszty wytworzenia trzpieni, wysoka jakość wykonania powierzchni zewnętrznej i wewnętrznej rury, możliwość produkowania rur profilowych o wysokich tolerancjach wymiarowych. Ze względu na wymienione zalety ta metoda ciągnięcia rur znalazła najszersze zastosowanie w praktyce przemysłowej.

Ciągnięcie rur na trzpieniu (korku) swobodnym - rys. 8.28c, polega na kształtowaniu rury pomiędzy nieruchomym ciągadłem i luźnym, samorzutnie nastawnym, krótkim trzpieniem, utrzymywanym w otworze ciągadła dzięki działaniu sił tarcia. Rura przechodzi przez szczelinę między narzędziami, która nadaje jej pożądany kształt przekroju poprzecznego. W trakcie ciągnięcia koniec trzpienia powinien znajdować się u wylotu z pierścienia kalibrującego ciągadła.

Ta metoda ciągnięcia znajduje przede wszystkim zastosowanie w wytwarzaniu rur o małej średnicy (do 20 mm). Ubytek przekroju poprzecznego rury, który można uzyskać w procesie ciągnięcia na trzpieniu swobodnym jest podobny jak w procesie ciągnięcia na trzpieniu stałym.

Ciągnięcie rur na trzpieniu długim (rys.28d) polega na kształtowaniu rury pomiędzy nieruchomym ciągadłem a trzpieniem o długiej części roboczej, który przesuwana się wraz z rurą. Ze względu na fakt, iż trzpień przechodzi przez ciągadło wraz z rurą zmniejsza się tarcie na jej powierzchni wewnętrznej, w konsekwencji czego można uzyskać większe wartości współczynnika wydłużenia (nawet do 1,8), któremu odpowiada ubytek przekroju poprzecznego rury o 40÷45%.

Wadami tej metody kształtowania są pogorszenie jakości powierzchni rur o cieniokiej ściance (poniżej 1,5 mm) oraz trudności związane z wyjmowaniem trzpienia z rury. Z tych też względów ciągnięcie na trzpieniu długim stosuje się głównie przy wytwarzaniu rur ze stopniowo zmieniającą się grubością ścianki (przypadek niemożliwy do realizacji poprzednio omówionymi metodami).

8.5. Tarcie i smarowanie w procesie ciągnięcia

Przebieg procesu ciągnięcia jest uzależniony od tarcia występującego na powierzchni styku pomiędzy kształtowanym materiałem a narzędziami. Zwiększone tarcie powoduje wzrost siły ciągnięcia, intensywne zużywanie się powierzchni roboczych narzędzi (ciągadła, trzpieni), występowanie narostów oraz trudności w uzyskaniu gładkiej powierzchni półwyrobów.

W trakcie ciągnięcia praca odkształcenia plastycznego i praca tarcia zamieniane są na ciepło powodując zwiększenie temperatury materiału, narzędzi i smaru. W przypadku

ciągnięcia drutów stalowych o dużej zawartości węgla znaczący wzrost temperatury może spowodować zahartowanie materiału, doprowadzające do zerwania ciągniętego drutu. Także duża prędkość ciągnięcia może spowodować wzrost temperatury, nawet do tego stopnia, że smar ulegnie wypaleniu. Dlatego też podczas ciągnięcia należy zapewnić odpowiednią intensywność chłodzenia materiału i narzędzi, wprowadzając np. chłodzenie wodne opraw, jak na rys. 8.13.

Tarcie w procesie ciągnięcia można skutecznie zmniejszyć przy pomocy odpowiednich środków smarujących oraz stosując przeciwciąg (rys. 8.4), powodujący zmniejszenie nacisków powierzchniowych. Środek smarujący powinien wykazywać zdolność do utworzenia na powierzchni obrabianego materiału odpowiednio grubej i wytrzymałej błonki, która nie powinna ulegać zerwaniu w trakcie procesu ciągnięcia. Z tego powodu smar powinien odznaczać się odpowiednią lepkością w podwyższonej temperaturze. Przy tym do ciągnięcia różnych metali stosowane są środki smarujące nieco różniące się między sobą.

Jednym ze sposobów zmniejszania tarcia jest **powlekanie drutu metalem o niskim współczynniku tarcia**. I tak, przy ciągnięciu stali wykorzystuje się miedziowanie przez zanurzenie drutu stalowego w roztworze siarczanu miedziowego (skład kąpeli to: 70 l H_2O + 15 kg H_2SO_4 + 2 kg $CuSO_4$). Natomiast w przypadku stali nierdzewnych druty pokrywa się ołowiem poprzez zanurzenie ich w roztopionym ołowiu. Po ciągnięciu ołów usuwany jest w drodze trawienia drutu w roztworze kwasu azotowego.

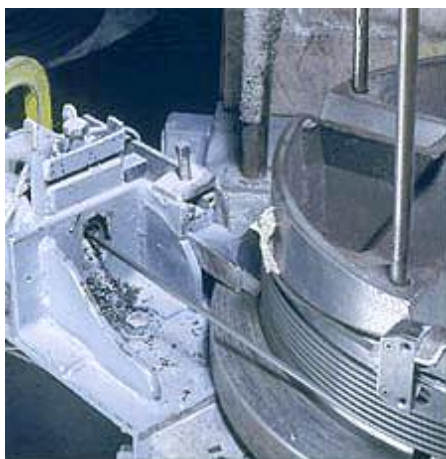
Zmniejszenie tarcia można także osiągnąć przez **powleczenie drutów powłokami niemetalicznymi**. W tym zakresie najczęściej stosuje się:

- ❑ fosforanowanie, w trakcie którego na powierzchni drutu wytwarzane są warstewki fosforanów cynkowo - manganowo - żelazowych;
- ❑ wapnowanie, polegające na osadzeniu na powierzchni drutu warstewki wapna gaszonego, co osiągnięte jest przez zanurzenie drutu w kąpeli mleka wapiennego i następnym wysuszeniu go w suszarce; jako smar na podkład wapienny stosuje się proszek mydlany (do drutów) oraz mieszaniny mydła i olejów roślinnych (do rur i pretów).

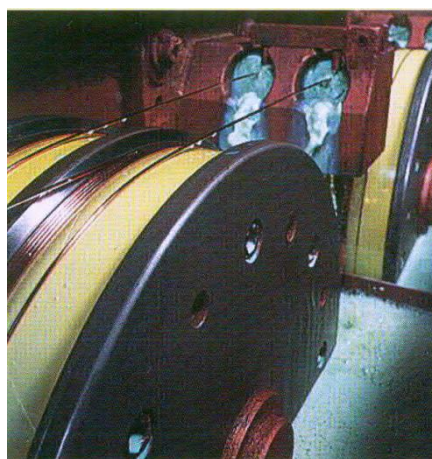
W praktyce przemysłowej stosuje się podane poniżej sposoby smarowania, z których przykładowe przedstawiono na rys. 8.29. I tak, przy ciągnięciu [151]:

- ❑ grubych drutów miedzianych wykorzystuje się proszek mydlany lub emulsję zawierającą 2,5% oleju roślinnego i 2% mydła (resztę stanowi woda);
- ❑ drutów miedzianych średniej grubości stosuje się emulsje zawierającą 1,5% oleju roślinnego i 1,5% mydła;
- ❑ cienkich drutów miedzianych korzysta się z roztworu zawierającego 0,3% mydła;
- ❑ grubych drutów z mosiądzu zastosowanie znajduje emulsja składająca się z 2,3% mydła, 4,4% oleju rzepakowego oraz wody (reszta);
- ❑ drutów średniej grubości z mosiądzu wykorzystuje się emulsję w składzie: 1% mydła, 2,5% oleju rzepakowego, woda (reszta);
- ❑ cienkich drutów z mosiądzu stosowana jest emulsja zawierająca 0,25% mydła, 0,5% oleju rzepakowego oraz wodę (reszta);
- ❑ wielostopniowym średnich i cienkich drutów z aluminium stosuje się: naftę lub mazut, olej z grafitem lub emulsję oleju i wody;

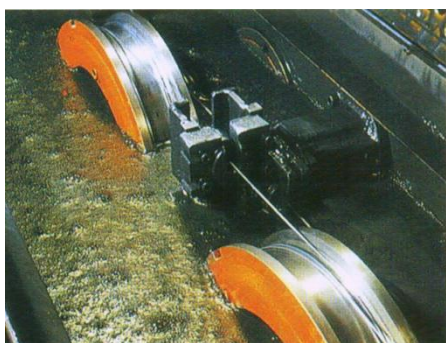
- wyrobów ze stali nierdzewnej oraz ze stali na druty odporowe zastosowanie znajdują, jak zaznaczono uprzednio, powłoki metaliczne (miedziowanie lub pokrywanie ołowiem);
- stali miękkiej wykorzystuje się mieszaniny różnych olejów mineralnych z dodatkami zwiększającymi ich smarowność, smarów stałych (towoty), emulsji złożonych z oleju mineralnego, mydeł sodowych lub wapniowych i niewielkiej ilości wody; smary te oprócz tego mogą zawierać tłuszcz, glicerynę, talk, grafit i inne.



(a)



(b)



(c)

Rys. 8.29. Sposoby smarowania przy ciągnięciu: a) na sucho drutu stalowego z wykorzystaniem mieszaniny smarów stałych, b) na mokro drutu z miedzi z wykorzystaniem emulsji oleju roślinnego i mydła, c) na mokro drutu z aluminium z wykorzystaniem emulsji oleju i wody [9, 157]

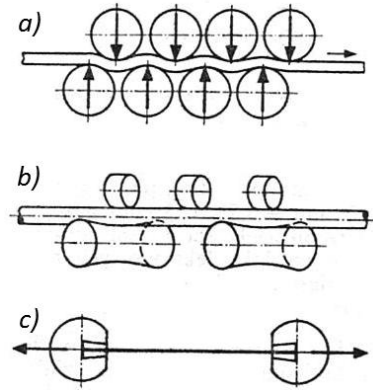
8.6. Wykończenie wyrobów ciągnionych

Drut uzyskany w procesie ciągnięcia najczęściej dostarczany jest w kręgach. Natomiast pręty i rury na ogół podlegają prostowaniu, którego przebieg zależny jest od rodzaju wytwarzanego asortymentu. I tak:

- pręty i rury o dużych wymiarach (30÷100 mm) prostowane są w prostownicach rolkowych o rolkach prostych (rys. 30a) lub skośnych (rys. 30b);

- druty i pręty o małych średnicach prostowane są przez wielokrotne przeginanie, powodowane przez rolki ułożone w wirującej głowicy lub umocowane na stałe, ale w płaszczyznach wzajemnie prostopadłych; urządzenie wykorzystywane do prostowania posiada także możliwość cięcia półwyrobu na odcinki o określonej długości;
- pręty profilowe prostowane są w prostownicach rozciągających (rys. 30c).

Powierzchnia wyrobów ciągniętych często poddawana jest oczyszczaniu, przeprowadzanemu mechanicznie lub ręcznie skrobakiem. Drobne wady czyści się za pomocą wirujących szczotek stalowych, zaś wady zalegające głębiej usuwane są ściernicami napędzanymi pneumatycznie. Z kolei skrobanie znajduje zastosowanie przy usuwaniu płytkich wad powierzchniowych, takich jak: pęcherze, rysy, wgniecenia itp.



Rys. 8.30. Prostowanie wyrobów ciągniętych w prostownicach: a) rolkowych o rolkach prostych, b) rolkowych o rolkach skośnych (tylko do wyrobów okrągłych), c) rozciągających [107]

9. Metalurgia proszków

9.1. Wiadomości ogólne

9.1.1. Wprowadzenie

Metalurgia proszków to metoda wytwarzania przedmiotów z proszków metali i stopów bez ich topienia. Oddzielne cząstki materiału łączą się ze sobą w jednolitą masę podczas wygrzewania (spiekania) silnie sprasowanych kształtek w atmosferze redukcyjnej lub obojętnej.

Metoda ta ostatnio zyskuje na popularności głównie z powodu jej zalet, a w szczególności dzięki możliwości uniknięcia różnych trudności technologicznych występujących w innych technikach wytwarzania (ze względu na właściwości materiałów). Ponadto, możliwe jest zastosowanie metalurgii proszków do recyklingu rozdrobnionych wiórów, głównie ze stopów aluminium, z odzyskiem materiału wynoszącym do 95% (dla porównania technologia klasyczna bazująca na topieniu wiórów pozwala na odzyskanie do 55% aluminium) [39].

Początki metalurgii proszków sięgają czasów starożytnych, gdy techniką tą wytwarzano ozdoby z metali szlachetnych. Popularność tej metody wynikała wówczas z możliwości wytwarzania wyrobów bez przetapiania materiału (trudności z osiągnięciem odpowiedniej temperatury). Późniejszy rozwój hutnictwa (w tym metod topienia) stopniowo wypierał metalurgię proszków. Najdłużej stosowano ją do wyrobu przedmiotów z platyny i irydu ze względu na bardzo dużą temperaturę topnienia (iryd 2466 °C, platyna 1768 °C). Jeszcze w 1826 roku w Rosji wytwarzane były monety platynowe sposobem proszkowym [96].

Ponowny rozwój metalurgii proszków metali miał miejsce na początku XX wieku. Wówczas to w oparciu o tę technologię zaczęto wytwarzać włókna żarówek (proszki wolframu, tantalu i molibdenu). Około 1915 roku wykonano pierwsze węgliki spiekane (bardzo twarde i trudnotopliwe), które znalazły zastosowanie na ostrza narzędzi skrawających. W latach 60-tych i 70-tych XX wieku zaczęto tą techniką wytwarzać szeroki asortyment części samochodowych. Natomiast 20 lat później rozpoczęto produkcję części do silników turbodozrutowych, bazującą na metalurgii proszków [100].

9.1.2. Zastosowanie metalurgii proszków

Metalurgia proszków rozwija się w dwóch kierunkach. Pierwszy z nich dotyczy produkcji masowej gotowych wyrobów z pominięciem tradycyjnych technik wytwarzania (odlewnictwo, obróbka plastyczna, obróbka skrawaniem).

Obecnie wytwarzane są wyroby z proszków żelaza, miedzi i ich stopów, które mają wytrzymałość na rozciąganie rzędu 400 MPa (w laboratoriach udaje się uzyskiwać wyroby mające nawet 2 razy większą wytrzymałość). Produkowane w ten sposób elementy mają złożony kształt, który może być także uzyskany innymi, ale znacznie droższymi technologiami. Przykłady takich wyrobów pokazano na rys. 9.1.



Rys. 9.1. Przykłady wyrobów wytwarzanych za pomocą metalurgii proszków metali

Drugi kierunek zastosowania metalurgii proszków związany jest z wytwarzaniem wyrobów charakteryzujących się szczególnymi właściwościami fizykochemicznymi. Jest to możliwe z powodu licznych zalet tej technologii wytwarzania, do których zalicza się przede wszystkim możliwość:

- ❑ wykonywania wyrobów z materiałów trudnotopliwych, bez konieczności roztapiania poszczególnych składników; np.: ostrza narzędzi skrawających wykonane z węglików tytanu, wolframowe penetratory do pocisków;
- ❑ łączenia materiałów, których nie można połączyć innymi sposobami; np. wytwarzanie cermetali (połączenie materiałów ceramicznych i metalicznych) odznaczających się dobrymi właściwościami wytrzymałościowymi w wysokich temperaturach, wykorzystywanych w turbinach gazowych, dyszach rakiet itp.;
- ❑ łączenia ze sobą materiałów wzajemnie nie rozpuszczających się oraz różniących się znacznie temperaturą topnienia, np. pseudostopy diamentowo - metalowe;
- ❑ uzyskiwania wyrobów mających unikatowe właściwości, będące rezultatem połączenia składników o różnych właściwościach; np.: samosmarujące łożyska ślizgowe zawierające grafit lub miękkie metale niestopowe, implanty;
- ❑ wytwarzania wyrobów porowatych, w których objętość porów może wynosić nawet do 50% objętości wyrobu; np. filtry metaliczne wytwarzane ze stali, mosiądzów niklowych i brązów cynowych;
- ❑ sterowania przewodnością elektryczną i cieplną oraz rozszerzalnością cieplną wyrobów przez zmianę składu chemicznego materiału; np. styki elektryczne W-Cu, szczotki kolektorowe Cu-C;
- ❑ wytwarzania materiałów magnetycznie miękkich i magnetycznie twardych.

Metalurgia proszków oprócz wymienionych powyżej zalet posiada również wady, które ograniczają zastosowanie tej technologii wytwarzania. Do najważniejszych z nich zalicza się:

- ❑ trudności związane z zupełną eliminacją porowatości wyrobów, powodującej obniżenie ich własności wytrzymałościowych;
- ❑ problemy z uzyskaniem jednakowej gęstości w całej objętości wyrobu, co przekłada się na zróżnicowanie właściwości fizycznych;
- ❑ ograniczenia kształtu i wielkości wyrobów zagęszczonych przez prasowanie w matrycach;
- ❑ duże koszty w przypadku wytwarzania wyrobów z proszków metali i stopów, wykazujących duże powinowactwo w stosunku do tlenu;
- ❑ gorsze własności wytrzymałościowe wyrobów wytwarzanych z proszków metali w stosunku do uzyskanych metodami kształtowania plastycznego z wsadu litego;
- ❑ brak skutecznej metody łączenia wyrobów uzyskanych z proszków metali;
- ❑ kłopotliwość i wysoki koszt wytwarzania proszków metali.

Według niektórych autorów [15] metalurgia proszków jest techniką wiodącą pod względem zużycia energii oraz wykorzystania surowców. Jest to technologia mało odpadowa, w której uzysk materiałowy przekracza nawet 95% (dla porównania w kuciu matrycowym wynosi on ok. 80%, odlewnictwie ok. 90%, a w obróbce skrawaniem nawet poniżej 50%). Tak dobremu wykorzystaniu materiału towarzyszy przy tym małe zużycie energii (w stosunku do odlewania mniejsze o 20%, do kucia matrycowego o 40%, do obróbki skrawaniem nawet o 60%).

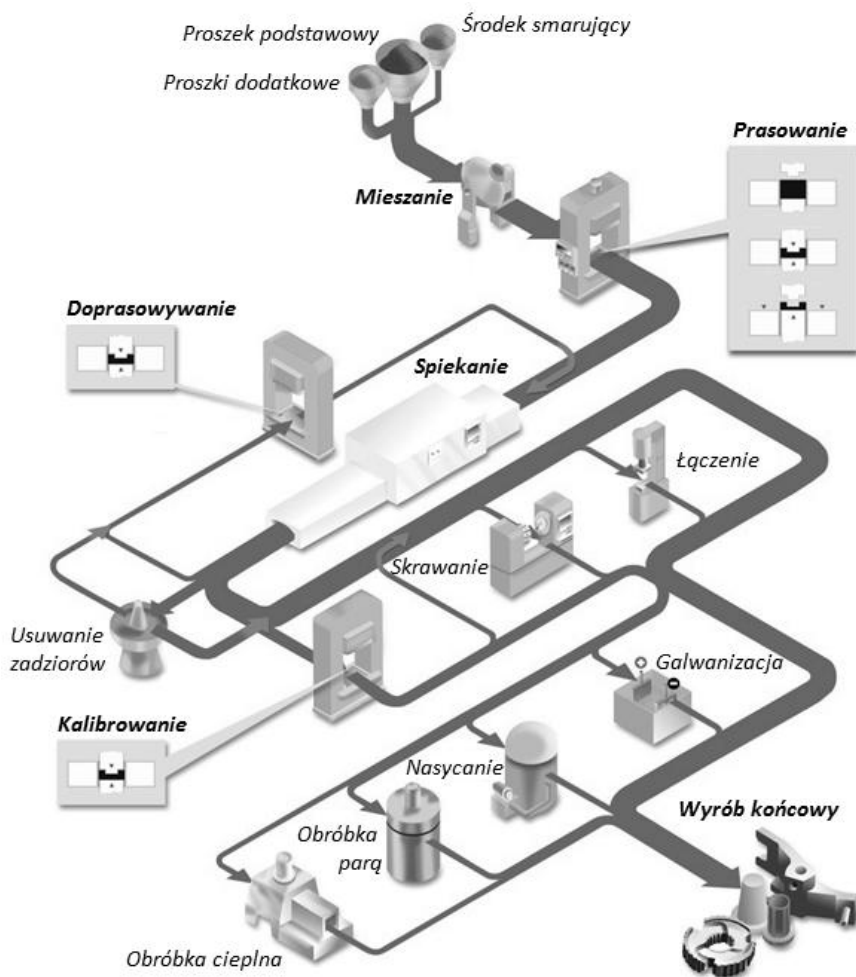
9.1.3. Typowe procesy wytwarzania wyrobów z proszków metali

Procesy wytwarzania wyrobów z proszków metali z reguły obejmują następujące operacje podstawowe (szczegółowo opisane w dalszej części rozdziału):

- ❑ wytwarzanie i rozdrabnianie proszku, które realizowane jest przez mechaniczne lub fizykochemiczne dzielenie wyjściowego materiału litego lub zaistnienie odpowiednich reakcji chemicznych;
- ❑ prasowanie proszków, które może być zrealizowane różnymi metodami; stosuje się przede wszystkim prasowanie mechaniczne oraz izostatyczne; ponadto, wyróżnia się prasowanie na zimno i na gorąco;
- ❑ spiekanie proszków, które polega na wygrzewaniu ukształtowanej przez prasowanie kształtki przez określony czas, w odpowiedniej temperaturze i atmosferze pieca;
- ❑ obróbka wykończająca (ze względu na koszty stosowana jest tylko w przypadkach koniecznych):
 - nasycanie spieków przeprowadzane w celu nadania wyrobom określonych właściwości; wyróżnia się przy tym infiltrację, czyli wypełnianie porów metalem lub stopem (o niższej temperaturze topnienia od temperatury topnienia osnowy) oraz impregnację, czyli wypełnianie porów materiałem niemetalicznym (olej, żywica itp.);
 - doprasowywanie realizowane poprzez wywarcie ciśnienia na spiek celem poprawy jego właściwości;
 - kalibrowanie spieków wykonywane w celu poprawy dokładności wymiarowej wyrobów oraz dla zwiększenia gładkości ich powierzchni;

- obróbka skrawaniem spieków, która stosowana jest rzadko i ma na celu nadanie wyrobom ostatecznego kształtu;
- obróbka cieplna (hartowanie, odpuszczanie, przesycanie, starzenie) i cieplno-chemiczna (nawęglanie, cyjanowanie, azotowanie) stosowana w celu nadania spiekom odpowiednich właściwości wytrzymałościowych, twardości i odporności na ścieranie;
- kucie spieków na gorąco, dzięki któremu stwarza się możliwości wytwarzania praktycznie spieków bezporowatych, mających bardzo korzystne właściwości wytrzymałościowe.

Uogólniony (typowy) schemat procesu wytwarzania wyrobów z proszków metali pokazano na rys. 9.2. Schemat ten ujmuje wszystkie typowe operacje metalurgii proszków, jednak w praktyce przemysłowej mogą wystąpić odstępstwa od tak pokazanego procesu.



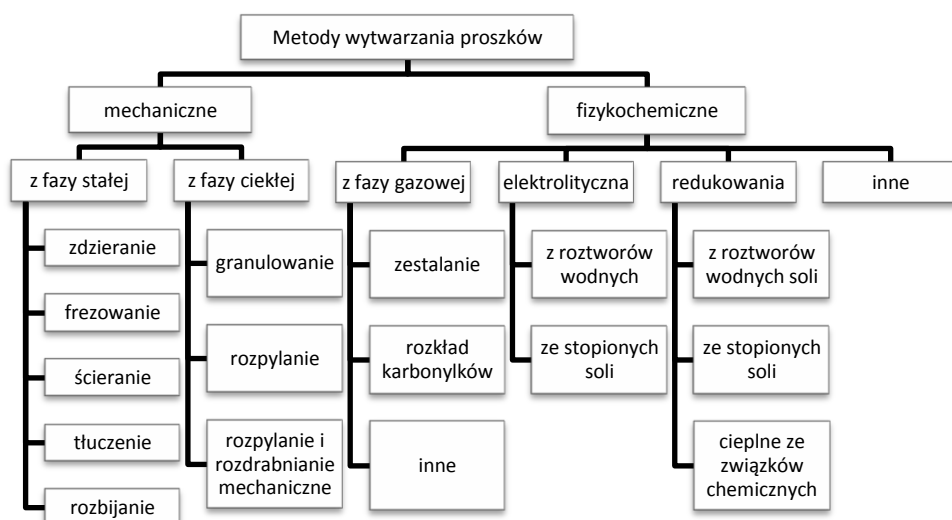
Rys. 9.2. Schemat typowego procesu wytwarzania wyrobów metodą metalurgii proszków [98]

9.2. Wytwarzanie i rozdrabnianie proszku

9.2.1. Metody wytwarzania proszków

Wytwarzanie proszków obejmuje zespół procesów mechanicznych i fizykochemicznych prowadzonych w celu uzyskania określonego materiału w postaci proszku o odpowiedniej ziarnistości. Proszek może być produktem rozdrobnienia mechanicznego materiału, którego skład chemiczny nie ulega zmianie lub też stanowić produkt reakcji chemicznych z innymi substancjami.

Stosowane metody wytwarzania proszków dzieli się zasadniczo na dwie grupy, to jest metody mechaniczne oraz fizykochemiczne, obejmujące szereg sposobów wyspecyfikowanych na rys. 9.3.



Rys. 9.3. Klasyfikacja metod rozdrabniania proszków metali

Mechaniczne metody wytwarzania proszków

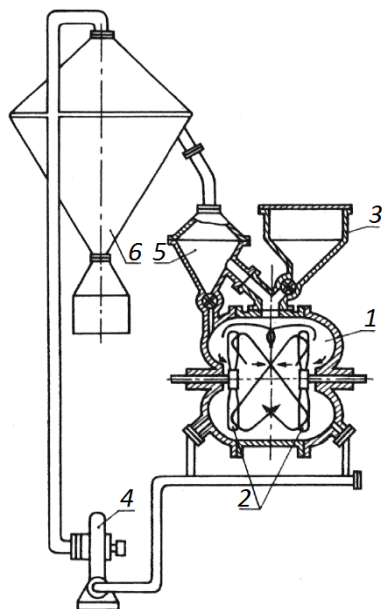
Mechaniczne metody wytwarzania proszków z metali w stanie stałym są mało wydajne, jednak proste w wykonaniu. Najczęściej stosowane metody zaliczane do tej grupy stanowią:

- ❑ rozdrabnianie odcinków drutu lub obcinków blach w młynach wirowo-udarowych "Hametag" w efekcie oddziaływania dwóch obracających się w kierunku przeciwnym noży (śmigieł), w sposób pokazany na rys. 9.4; wadą tej metody jest duża energochłonność oraz hałaśliwość;
- ❑ rozbijanie metali na proszki w obrotowych młynach kulowych (rys. 3.5); proszki wytwarzane tą metodą mają kształt płaski, są jednak zanieczyszczone i z reguły wymagają stosowania dodatkowego oczyszczania chemicznego;
- ❑ obróbka skrawaniem (piłowanie, szlifowanie, zdzieranie), która jest często stosowana w produkcji proszków magnezu wykorzystywanych do celów pirotechnicznych;

- ❑ metoda Coldstream stosowana do wytwarzania proszków z materiałów zarówno kruchych jak i plastycznych, w postaci wiórów, odcinków prętów, odłamków; wsad podawany jest za pomocą sprężonego gazu do komory rozprężnej poprzez dyszę Venturiego, gdzie ulega znacznemu ochłodzeniu (skutek adiabatycznego rozprężenia gazu), zwiększa swoją prędkość i kruchość, a następnie uderza w płytę pancerną ulegając rozbiciu; metoda ta stosowana jest do wytwarzania proszków (o ziarnistości ok. $5 \mu\text{m}$) ze stali szybkoznęcej, superstopów oraz węglików ze złomu węglikowego.

Mechaniczne metody wytwarzania proszków z metalu w stanie ciekłym są znacznie bardziej rozpowszechnione. Zalicza się do nich m.in.:

- ❑ granulowanie polegające na wlewaniu ciekłego metalu do wody; metoda ta jest obecnie rzadko stosowana;
- ❑ rozpylanie, które bazuje na rozbiciu strumienia ciekłego metalu na drobne kropelki przez środek rozpylający (woda, gaz obojętny, powietrze), działający pod dużym ciśnieniem; podczas opadania kropelki rozpylonego metalu krzepną i tworzony jest proszek; obecnie popularne jest rozpylanie za pomocą argonu (gwarantowana duża czystość proszku) oraz powietrza (niski koszt, ale proszek ulega utlenieniu i niezbędne jest stosowanie dodatkowego wyżarzania redukującego); schematy ważniejszych metod rozpylania proszków metali przedstawiono na rys. 9.5.

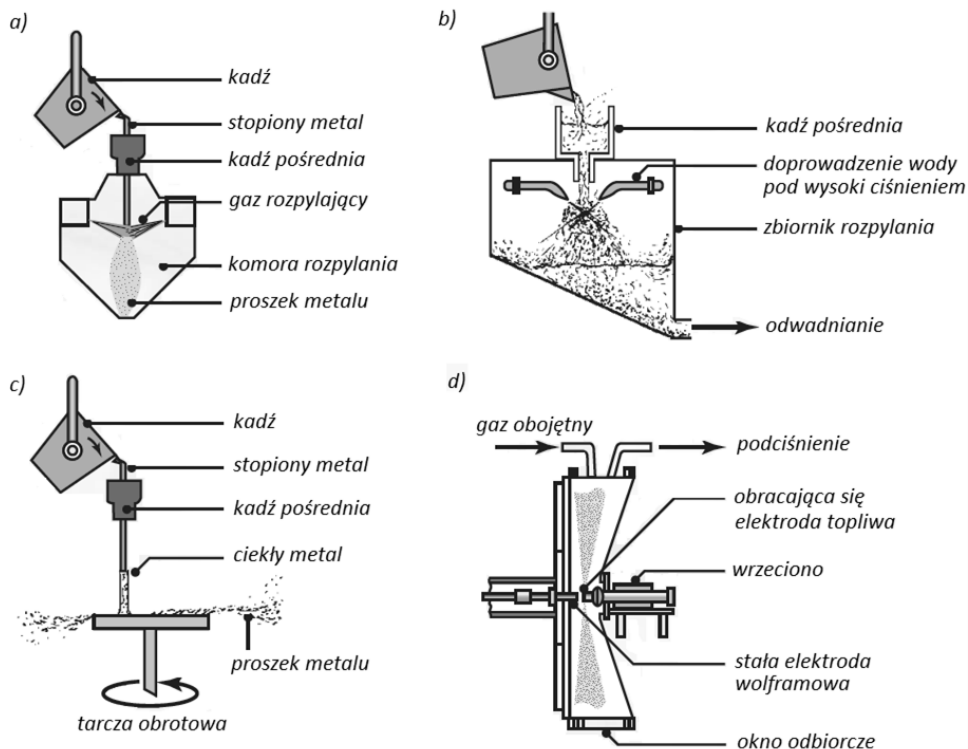


Rys. 9.4. Młyn wirowo-udarowy "Hametag": 1 - komora robocza, 2 - śmigła, 3 - lej zasypowy, 4 - sprężarka, 5 - segregator, 6 - osadnik [123]

Fizykochemiczne metody wytwarzania proszków metali

Metody fizykochemiczne umożliwiają otrzymywanie proszków o dużej czystości chemicznej. Do tej grupy zalicza się przede wszystkim następujące metody:

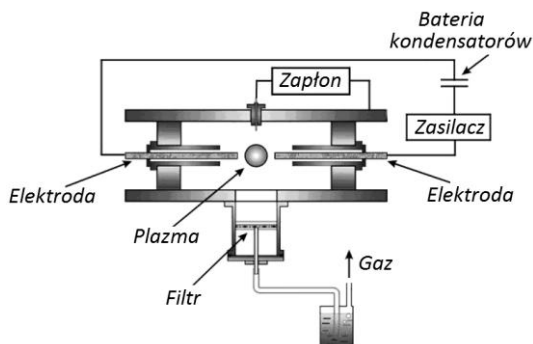
- ❑ kondensacji par metali; najpierw przeprowadza się lity metal w stan gazowy, a następnie wywołuje się kondensację par metalu na powierzchniach chłodzonych; metodą tą wytwarza się proszki tych metali, które odznaczają się prężnością pary w stosunkowo niskiej temperaturze (cynk, magnez, kadm, beryl);
- ❑ karbonylkową, polegającą na działaniu pod znacznym ciśnieniem tlenku węgla na rudy żelaza lub niklu, prowadzącym w efekcie do uzyskania ciekłych związków tzw. karbonylków (czterokarbonylek niklu, pięciokarbonylek żelaza); związki te w podwyższonej temperaturze rozkładają się na metal (wydzielany w postaci proszku w specjalnych zbiornikach) i tlenek węgla (ponownie wykorzystywany w procesie); proszek metalu uzyskany tą metodą ma dużą czystość i odznacza się dobrą prasowalnością, jednak proces ten jest kosztowny i niebezpieczny;



Rys. 9.5. Metody wytwarzania proszków przez rozpylanie ciekłego metalu: a) rozpylanie gazem, b) rozpylanie wodą, c) rozpylanie odśrodkowe za pomocą tarczy wirującej, d) rozpylanie z obracającą się elektrodą topliwą; na podstawie [108]

- elektrolityczną, gdzie w zależności od stanu i rodzaju elektrolitu rozróżnia się dwie odmiany tj.: metodę wydzielenia proszków:
 - z roztworów wodnych soli, stosowaną do uzyskiwania takich materiałów jak nikiel, kobalt, żelazo, miedź;
 - ze stopionych w podwyższonej temperaturze soli metali, wykorzystywaną do wytwarzania proszków tantal, niobu, wanadu, cyrkonu, toru, tytanu i uranu;
- redukcję związków metali (głównie tlenków) w ośrodku stałym (koks, węgiel drzewny) lub gazowym (wodór, gaz konwertorowy), która polega na wywołaniu redukcji chemicznych prowadzących do uzyskania czystego metalu lub jego tlenków niższego rzędu; metoda ta znajduje zastosowanie przy wytwarzaniu proszków wolframu, molibdenu, niklu, kobaltu i miedzi;
- impulsowo - plazmową (rys. 9.6), w której część materiału elektrody wraz z otaczającym ją gazem przechodzi w plazmę (efekt silnoprądowych wyładowań impulsowych wytwarzanych pomiędzy elektrodami), która po zaniku wyładowania ulega gwałtownemu rozprężeniu i chłodzeniu; w efekcie powstaje aerozol zawierający nanokrystaliczne cząstki będące wynikiem krystalizacji materiału powstałego w czasie reakcji plazmowej;

- wytwarzanie węglików poprzez ogrzewanie proszków metali zmieszanych z sadzą w temperaturze (1300÷2200 °C); uzyskuje się w ten sposób proszki węglików molibdenu, wolframu i tytanu.



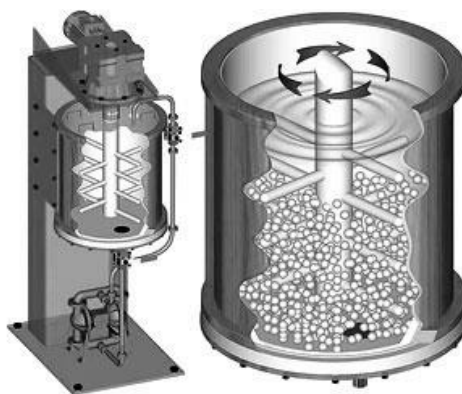
Rys. 9.6. Schemat urządzenia do otrzymywania proszków metodą impulsowo-plazmową, [123]

9.2.2. Rozdrabnianie proszku

Do rozdrabniania proszku najczęściej stosuje się młyny kulowe, wypełnione kulami stalowymi i proszkiem. W wyniku oddziaływania kul na materiał (po wprowadzeniu nadawy w ruch obrotowy) następuje rozdrobnienie proszku. Rozróżnia się przy tym młyny o:

- nieruchomej obudowie, wyposażone w mikser o pionowej osi obrotu (rys. 9.7), które nie nadają się do rozdrabniania i mieszania proszków o różnym ciężarze właściwym (proszki cięższe opadają na dno);
- ruchomej obudowie i poziomej osi obrotu (rys. 3.5), które nie tylko zapewniają odpowiednie rozdrobnienie cząstek, ale także ich równomierne rozmieszczenie w objętości (niezależnie od ciężaru właściwego).

Stożek rozdrobnienia materiału w młynie kulowym zależy jest od prędkości obrotowej młyna, wielkości zastosowanych mielników (kul stalowych, cylpepsów), stopnia wypełnienia bębna przez kule i czasu mielenia.



Rys. 9.7. Schemat działania młyna typu "Atritor", służącego do rozdrabniania proszków metali [46]

9.2.3. Właściwości technologiczne proszków metali

Właściwości technologiczne stanowią o przydatności danego proszku do realizacji cyklu technologicznego. Poniżej scharakteryzowano ważniejsze z nich, które podlegają monitorowaniu przez producentów proszku.

Skład chemiczny proszku decyduje o jego zdolności do zagęszczania i spiekania. Kontrolę w tym zakresie prowadzi się stosując typowe metody analizy chemicznej. Podstawowe badanie wykonywane w tym zakresie dotyczy oznaczenia zawartości tlenu w proszku i dokonuje się go za pomocą metody oznaczania straty wodorowej. Polega ona na pomiarze zmiany masy proszku, wyżarzania go w wodorze, w czasie i temperaturze podanej w tab. 9.1. Stratę wodorową określa się na podstawie zależności:

$$x_H = \frac{m_2 - m_3}{m_2 - m_1} 100\%, \quad (9.1)$$

gdzie: x_H - strata wodorowa, m_1 - masa pojemnika na proszek [g], m_2 - masa pojemnika z proszkiem przed wyżarzaniem [g], m_3 - masa pojemnika z proszkiem po wyżarzaniu [g].

Tab. 9.1. Temperatura i czas wyżarzania proszku w metodzie oznaczania straty wodorowej

Proszek	Temperatura wyżarzania, °C	Czas wyżarzania, min
Brąz cynowy	775	30
Brąz ołowiowy	600	10
Kobalt	1050	60
Miedź	875	30
Molibden	1100	60
Nikiel	1050	60
Ołów	550	30
Stal stopowa	1150	60
Wolfram	1150	60
Żelazo	1150	60

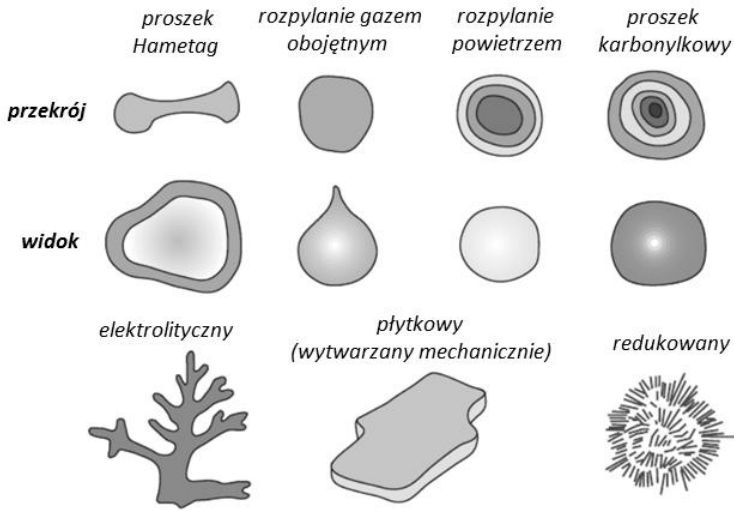
Kształt cząstek proszku określa się za pomocą obserwacji pod mikroskopem optycznym. Od tego parametru zależy sytkość proszku oraz jego podatność do formowania. Kształt cząstek jest silnie uzależniony od zastosowanego sposobu wytwarzania, chociaż może on ulegać zmianom także w dalszych operacjach przygotowawczych, poprzedzających formowanie kształtek.

Na rys. 9.8 przedstawiono typowe kształty proszków metali. I tak proszki rozpylane gazem obojętnym przyjmują pożądany kształt kulek o średnicach $0,01 \pm 1$ mm i mają mały stopień utlenienia. Zastosowanie wody i powietrza jako środka rozpylającego prowadzi z kolei do uzyskiwania cząstek znacznie utlenionych. W efekcie elektrolizy uzyskuje się natomiast proszki o kształcie dendrytycznym.

Jednoznaczna charakterystyka kształtu i wymiarów cząstki jest możliwa tylko w przypadku cząstki kulistej. Natomiast do opisu kształtu cząstek nieregularnych stosuje się szereg metod, z których na uwagę zasługuje metoda Hausnera, bazująca na wymiarach prostokąta (o najmniejszej powierzchni) opisanego na przekroju badanej cząstki (rys. 9.9). Na tej podstawie określone są następujące trzy wskaźniki, charakteryzujące kształt cząstki proszku:

- stosunek skrajnych rozmiarów

$$x = a/b, \quad (9.2)$$



Rys. 9.8. Przykładowe kształty proszków metali otrzymanych różnymi sposobami; na podstawie [76]

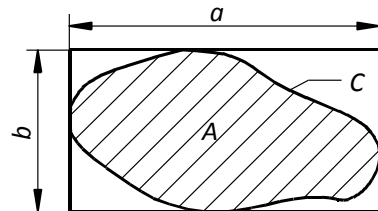
- stopień wypełnienia prostokąta przez cząstkę

$$y = A/(a \cdot b), \quad (9.3)$$

- stosunek powierzchni cząstki nieregularnej do powierzchni cząstki kulistej o tej samej objętości

$$z = C^2/(12,6 A). \quad (9.4)$$

Rys. 9.9. Rzut cząstki wykorzystywany w metodzie Haulnera: a - długość prostokąta, b - szerokość prostokąta, A - pole powierzchni rzutu cząstki, C - obwód rzutu cząstki



Określenie wielkości cząstek proszku

Cząstki proszku mają z reguły kształt nieregularny. Z tego powodu ich wielkość podawana za pomocą jednego parametru ma charakter umowny i sprowadza się do określenia średnicy zastępczej, która w zależności od zastosowanej metody badawczej nosi nazwę średnicy:

- sitowej, gdy dokonywana jest analiza sitowa;
- Fereta, Martinsa - w przypadku stosowania analizy mikroskopowej;
- Stokesa - dla analizy sedymentacyjnej.

Najbardziej rozpowszechnioną metodą określania wielkości cząstek proszku jest analiza sitowa, która umożliwia podział proszku na frakcje, czyli partie o rozmiarach cząstek mieszczących się w poszczególnych przedziałach - określanych dzięki zastosowa-

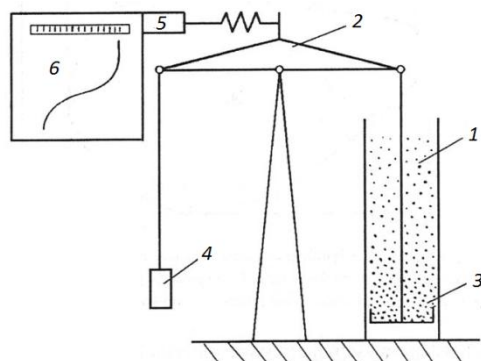
ni układu sit ułożonych jedno nad drugim wg wzrastających oczek (rys. 9.10). Na górnym sicie umieszcza się próbkę proszku (o masie 50 g lub 100 g w zależności od gęstości nasypowej) i rozpoczyna się przesiewanie, po zakończeniu którego waży się poszczególne frakcje i określa ich udział procentowy.

Analiza mikroskopowa polega na dokonaniu porównania obrazu uzyskanego z mikroskopu z wzorcem wielkości. Tego rodzaju analiza jest bardzo żmudna i dlatego też przy jej wykonywaniu stosuje się komputerowe analizatory obrazu. Bezpośrednie wykonanie pomiarów poprzedzane jest odpowiednim przygotowaniem preparatu, na przykład zglądu metalograficznego cząstek proszku zainkludowanych w tworzywie wielkocząsteczkowym, który poddawany jest obserwacji pod mikroskopem optycznym (dla wielkości cząstek $> 0,3 \mu\text{m}$).

W analizie sedymentacyjnej wykorzystuje się zjawisko zróżnicowanej prędkości opadania cząstek proszku w cieczy. Po ustaleniu się stanu równowagi między siłą ciężkości a siłą wyporu cząstka opada ruchem jednostajnym. Zatem w efekcie różnej masy cząstki opadają stopniowo na szalkę, stanowiącą dno naczynia w tzw. wadze sedymentacyjnej (rys. 9.11). Wyznaczenie wielkości cząstek poszczególnych frakcji zawiesiny i ich procentową zawartość przeprowadza się na podstawie uzyskanej w ten sposób tzw. krzywej osadzania się zawiesiny, przedstawiającej zależność przyrostu masy szalki od czasu.



Rys. 9.10. Programowane wstrząsarki do analiz sitowych z zestawami sit normowych [121]



Rys. 9.11. Schemat budowy wagi sedymentacyjnej: 1 - zawieszina cząstek proszku w cieczy, 2 - belka wagi, 3 - szalka wagi, 4 - przeciwważący równoważący szalkę, 5 - urządzenie krocząca, 6 - rejestrator [39]

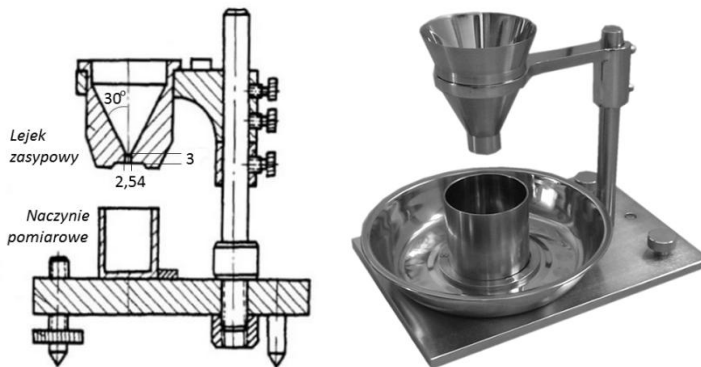
Gęstość nasypowa definiowana jest jako stosunek masy proszku zasypanego przez znormalizowany przyrząd do objętości zajmowanej przez ten proszek. Cecha ta odnosi się przede wszystkim proszków o luźnym układzie cząstek, ale można ją także wykorzystać do proszków zagęszczanych, np. za pomocą urządzeń wstrząsających. Gęstość nasypową ρ_{nas} oblicza się z następującej zależności:

$$\rho_{nas} = m_p/V, \quad (9.5)$$

gdzie: m_p - masa proszku swobodnie zasypanego (zagęszczonego) do formy [g], V - objętość proszku (formy) [g].

Gęstość nasypowa jest bardzo ważna podczas projektowania matryc do prasowania wyprasek, gdyż odgrywa zasadniczą rolę przy wyznaczaniu wymiarów narzędzi. Ma ona także duże znaczenie przy projektowaniu urządzeń służących do transportowania i przechowywania proszków.

Pomiar gęstości nasypowej dokonywany jest metodami Halla lub Scotta. W metodzie Halla wykorzystuje się próbkę proszku o masie 50 g (wysuszoną w temperaturze 110 °C), którą wsypuje się przez lejek naczynia pomiarowego o pojemności 25 cm³ - rys. 9.12. Nadmiar proszku zsypuje się na zewnątrz i po zważeniu masy proszku pozostałego w naczyniu oblicza się gęstość nasypową z zależności (9.5).



Rys. 9.12. Przyrząd Halla do określania gęstości nasypowej proszku; kolejno od lewej: schemat, widok

Sypkość proszku określona jest czasem przesypywania masy próbki przez lejek o ustalonym kształcie. Parametr ten jest istotny przy wyrobach o dużej objętości, gdyż decyduje o szybkości i jednorodności wypełnienia matrycy, przekładającej się na wydajność procesu.

Do wyznaczenia tego parametru można wykorzystać przyrząd Halla (rys. 9.12), w którym mierzy się czas przesypywania 50 gramowej próbki przez lejek z otworem o średnicy 2,5 mm. Następnie oblicza się sypkość X_p proszku korzystając z wzoru

$$X_p = 25,3 t/c, \quad (9.6)$$

gdzie: t - czas przesypywania [s], c - cecha lejka, to jest czas wylewania z niego 100 cm³ wody [s].

Sypkość proszku uzależniona jest od rodzaju materiału z jakiego został on wykonany, gęstości, uziarnienia, kształtu cząstek itp. Parametr ten zależy także od stopnia utlenienia i wilgotności proszku. Największą sypkość mają proszki o kształcie kulistym.

Zagęszczalność proszku oznacza jego podatność do zmniejszenia objętości w wyniku prasowania w matrycy. Wyznaczenie tego parametru polega na określeniu zmian gęstości wyprasek wytwarzanych w matrycy cylindrycznej w zależności od zastosowanego ciśnienia prasowania. Zwykle stosuje się w tym celu matrycę okrągłą (o średnicy $\varnothing 25$ mm i wysokości 25 mm lub prostokątną (o przekroju poprzecznym 12,7 na 31,8 mm oraz wysokości 5÷7 mm). Proszek prasowany jest dwustronnie [39].

9.3. Prasowanie proszku

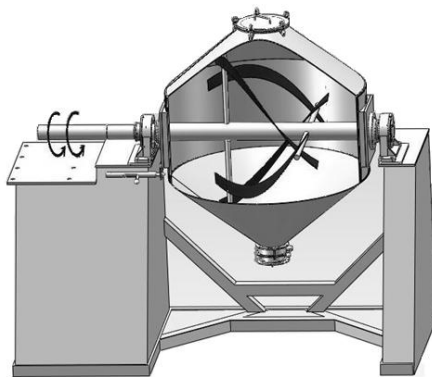
9.3.1. Przygotowanie proszku do prasowania

Najczęściej elementy wytwarzane są z mieszanin proszków kilku metali i niemetali, które bardzo często różnią się wyraźnie między sobą właściwościami (ciężarem właściwym, temperaturą topnienia, wytrzymałością itd.). Dodatkowo, do mieszanin tych dodawane są środki poślizgowe ułatwiające przebieg formowania (np. grafit, stearyny, gliceryny, alkohol, eter).

Właściwości fizykochemiczne wyrobu otrzymanego w metalurgii proszków zależą nie tylko od rodzaju użytych proszków, ale także ich ziarnistości oraz dokładności wymieszania poszczególnych składników. Z tych powodów bardzo ważne jest odpowiednie przygotowanie proszku, celem nadania mu pożądanych cech, które obejmują:

- sortowanie proszku na różne frakcje ziarnowe;
- wyżarzanie w atmosferze redukującej celem usunięcia z powierzchni ziaren warstw tlenków;
- wyżarzanie rekrytalizujące, wykonywane dla polepszenia własności plastycznych;
- mieszanie proszku w odpowiednich proporcjach;
- dodanie środków poślizgowych.

Mieszanie proszków materiałów plastycznych realizuje się w mieszalnikach stożkowych, z których przykładowy pokazano na rys. 9.13. Natomiast metale twarde i kruche mieszane są w młynach kulowych. Proces mieszania prowadzi się zwykle na sucho, jedynie w przypadku proszków wykazujących bardzo dużą różnicę gęstości stosuje się metodę mokrą. W czasie mieszania ma miejsce także ścieranie się cząstek, prowadzące do wygładzenia ich powierzchni, zaokrąglenia krawędzi i zwiększenia gęstości nasypowej.



Rys. 9.13. Typowy mieszalnik stożkowy służący do mieszania proszków metali plastycznych

9.3.2. Metody prasowania proszków metali

Podstawowe metody prasowania

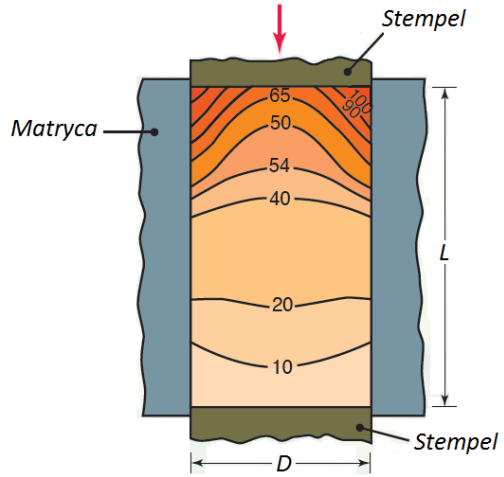
Prasowanie proszku polega na jego ściśnięciu w przestrzeni zamkniętej, w efekcie czego następuje jego zagęszczenie. Pod wpływem przyłożonej siły nacisku wewnątrz proszku zasypanego do formy powstaje ciśnienie. Nie jest jednak ono równomiernie rozłożone (jak w przypadku ściskania cieczy), z powodu oddziaływania sił tarcia występujących pomiędzy przemieszczającymi się cząstkami proszku oraz między proszkiem a powierzchniami narzędzi. Dlatego też im dalej proszek znajduje się od miejsca przyłożenia siły tym mniejszemu podlega ciśnieniu (rys. 9.14). Konsekwencją takiego rozkładu ciśnienia jest nierównomierny rozkład gęstości wypraski przekładający się na niejednorodność własności gotowego wyrobu. Projektując proces prasowania proszków należy

kierować się uzyskaniem w wypraskach żądanej gęstości, rozłożonej równomiernie w całej objętości.

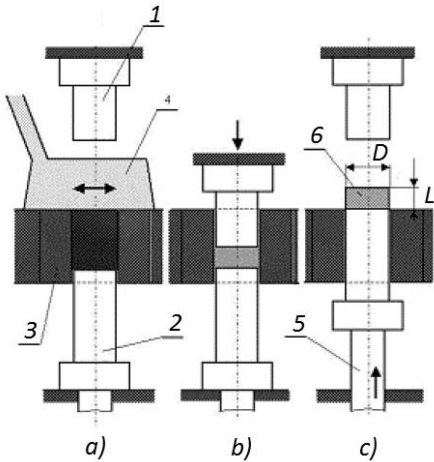
Podstawowym sposobem zagęszczenia proszków jest prasowanie za pomocą sztywnych narzędzi (stempli). Wyróżnia się przy tym prasowanie jednostronne (nacisk wywierany jest z jednej strony) i dwustronne (nacisk wywierany jest z dwóch przeciwnych stron), których przebieg zilustrowano na schematach pokazanych na rys. 9.15 i 9.16.

Bardziej równomierne rozkłady gęstości wyprasek uzyskuje się w efekcie dodawania do proszku środków poślizgowych, smarowania narzędzi (stempli i matrycy) oraz stosowania prasowania dwustronnego (rys. 9.17).

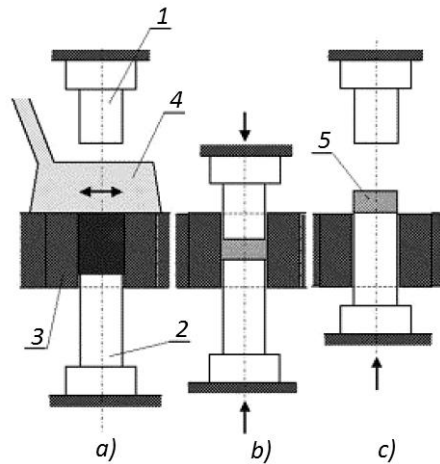
Korzystne jest także w tym zakresie zmniejszanie stosunku wymiarów L/D wypraski (gdzie: L - wysokość, D - średnica). Największe różnice gęstości wypraski występują przy jej powierzchni (skutek działania sił tarcia na powierzchni kontaktu proszek-narzędzie), a najmniejsze w strefie osiowej (centralnej).



Rys. 9.14. Rozkład ciśnienia (w MPa) w wypraszce prasowanej jednostronnie, dla $L/D=1,75$ [108]

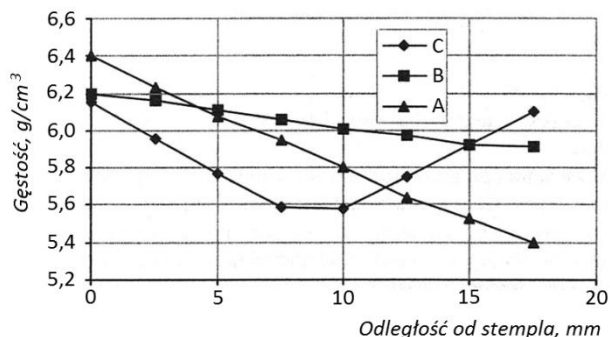


Rys. 9.15. Schemat prasowania jednostronnego: a) zasypywanie proszku do matrycy, b) prasowanie, c) usunięcie wypraski; 1 - stempel prasujący (ruchomy), stempel dolny (stały), 3 - matryca, 4 - kasetka zasypowa, 5 - wyrzutnik, 6 - wypraska cylindryczna o wymiarach L i D [123]



Rys. 9.16. Schemat prasowania dwustronnego z przeciwnieźnym ruchem stempli: a) zasypywanie proszku do matrycy, b) prasowanie, c) usuwanie wypraski; 1 - stempel górny (ruchomy), 2 - stempel dolny (ruchomy), 3 - matryca, 4 - kasetka zasypowa, 5 - wypraska [123]

Rys. 9.17. Rozkład gęstości wzdłuż wyprasek wykonanych z proszku miedzi: A - prasowanie jednostronne, B - prasowanie jednostronne przy zastosowanym dodatku środka poślizgowego, C - prasowanie dwustronne [115]

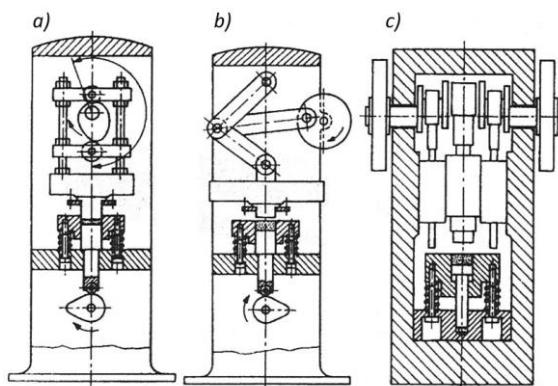


Prasowanie proszków narzędziami sztywnymi prowadzi się korzystając z pras mechanicznych (pracują przy stałym skoku) oraz hydraulicznych (pracują przy stałym ciśnieniu), które wykonywane są jako jedno- lub dwustronne działające. Stosowane najczęściej w praktyce przemysłowej prasy mechaniczne mają napęd mimośrodowy, kolanowy lub korbowy (rys. 9.18).

Prasy mechaniczne mają większą wydajność (większa szybkość suwaka) w porównaniu z hydraulicznymi i są zalecane do wykonywania wyprasek o małej grubości (w kierunku prasowania), których prasowanie przebiega przy sile nacisku mniejszej od 1 MN. Zastosowanie większych nacisków lub formowanie wyprasek o znacznej grubości wymaga stosowania zmniejszonych prędkości prasowania, co preferuje użycie pras hydraulicznych. Należy przy tym pamiętać o zapewnieniu możliwości ujęcia powietrza znajdującemu się między cząsteczkami proszku.

Drugą podstawową metodą formowania wyrobów z proszków metali jest prasowanie izostatyczne, które polega na zagęszczaniu proszku umieszczonego w formie (pojemniku) odkształcalnej, w wyniku oddziaływania ciśnienia hydrostatycznego. W procesie tym na wszystkie ścianki zewnętrzne pojemnika oddziałuje jednakowe ciśnienie, wywołujące w materiale stan trójosiowych naprężeń ściskających, pozwalający na bardzo dobre zagęszczenie proszku (na poziomie 95% gęstości i uzyskanie równomiernego rozkładu gęstości). Dodatkowymi zaletami tej metody prasowania są:

- możliwość stosowania niższych nacisków niż podczas prasowania narzędziami sztywnymi, ze względu na wyeliminowanie tarcia na powierzchni kontaktu materiał - narzędzia;
- możliwość kształtowania wyprasek praktycznie o dowolnym kształcie i dużych gaba-



Rys. 9.18. Prasy mechaniczne stosowane do prasowania proszków: a) prasa o napędzie mimośrodowym, b) prasa o napędzie kolanowym, c) prasa o napędzie korbowym [39]

- rytach, ograniczonych wyłącznie wielkością komory ciśnieniowej (rys. 9.19);
- ❑ możliwość prasowania proszków wykonanych z materiałów twardych i kruchych, których nie można prasować innymi metodami;
 - ❑ eliminacja zanieczyszczenia wyprasek środkami poślizgowymi do matryc.

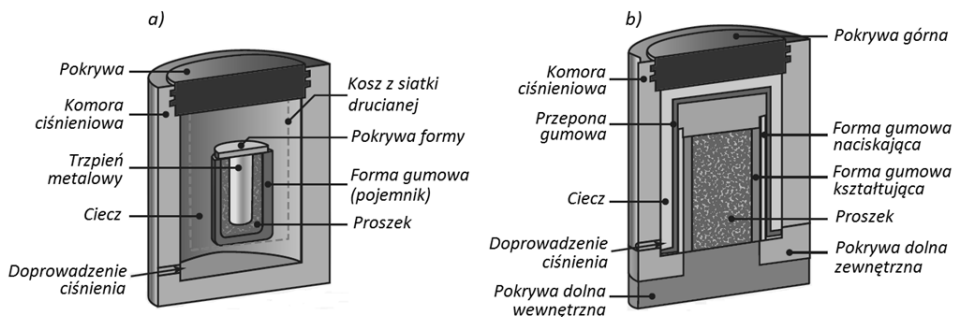
Wyróżnia się dwie zasadnicze odmiany prasowania izostatycznego, tj. na zimno oraz na gorąco. Przy czym w praktyce częściej wykorzystuje się pierwszą z tych metod, głównie ze względu na mniejsze koszty.

W procesie prasowania izostatycznego na zimno (rys. 9.20) wykorzystuje się ciśnienie wywierane przez ciecz lub gaz. Po napełnieniu elastycznej formy (wykonanej z gumy lub kauczuku lateksowego) proszkiem i ewentualnym usunięciu z jej wnętrza powietrza (metodą odsysania próżniowego) umieszcza się ją w komorze ciśnieniowej, wypełnionej cieczą (olej, emulsja olejowo-wodna) lub gazem. Po wywarceniu przez medium równomiernego ciśnienia na proszek (w kierunku normalnym do powierzchni formy) uzyskuje się jego zagęszczenie i w efekcie otrzymuje się pożądaną wypraskę. Wyróżnia się przy tym dwa warianty prasowania izostatycznego na zimno, tj.:

- ❑ prasowanie w mokrej matrycy - medium ściskające (ciecz lub gaz) oddziałuje bezpośrednio na formę;
- ❑ prasowanie w suchej matrycy, gdzie nacisk na formę z proszkiem wywierany jest przez dodatkową trwałą, ale jednocześnie elastyczną przeponę, która oddziela formę od medium ściskającego.



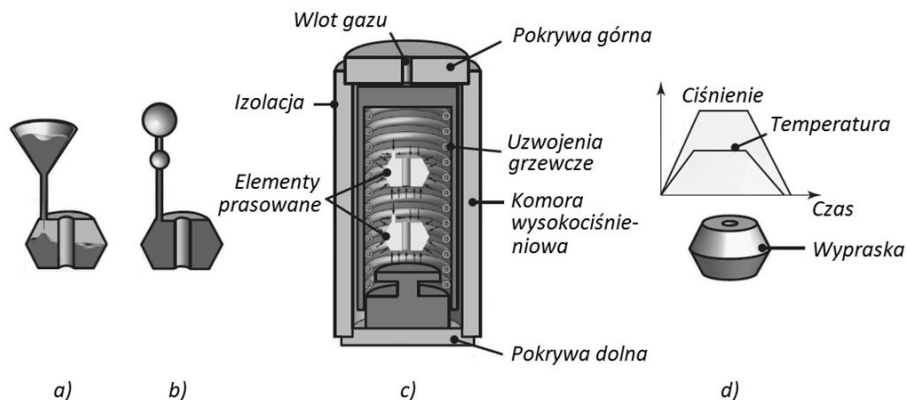
Rys. 9.19. Przykładowa komora ciśnieniowa stosowana w prasowaniu izostatycznym proszków



Rys. 9.20. Prasowanie izostatyczne na zimno: a) w matrycy mokrej, b) w matrycy suchej [108]

W procesie prasowania izostatycznego na gorąco (rys. 9.21) proszek umieszcza się w formie (wykonanej np. z blachy stalowej, niklowej lub molibdenowej), którą następnie wprowadza się do komory ciśnieniowej. Po odpowietrzeniu komorę wypełnia się gazem

(hel argon) pod wysokim ciśnieniem (do 400 MPa) i ogrzewa do wysokiej temperatury (500÷2500 °C w zależności od materiału proszku). Otrzymane w ten sposób wypraski mają doskonałe własności wytrzymałościowe i mogą być stosowane na wyroby odpowiedzialne (elementy turbin gazowych, silników samochodowych i lotniczych, implanty medyczne itp.).

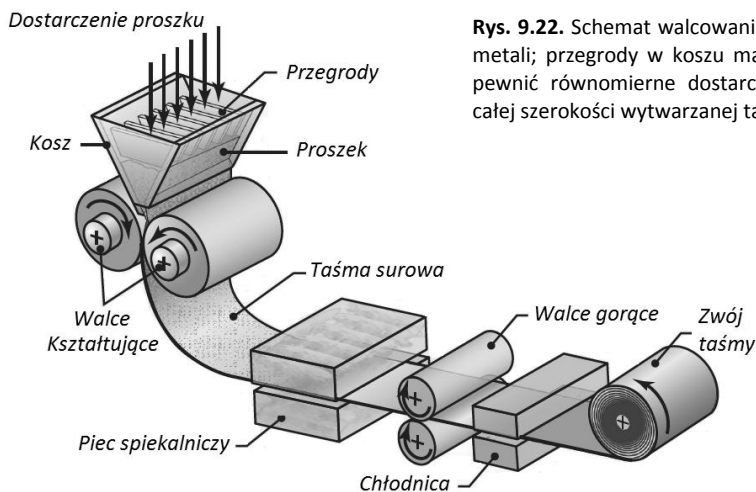


Rys. 9.21. Schematyczny przedstawienie przebiegu prasowania izostatycznego na gorąco; a) napełnianie pojemnika, b) odpowietrzenie próżniowe, c) prasowanie izostatyczne na gorąco, d) usunięcie pojemnika; na wykresie zilustrowano też zmianę ciśnienia i temperatury w trakcie prasowania (punkt d) [108]

Specjalne metody prasowania

Oprócz podstawowych (omówionych powyżej) metod prasowania proszków stosowane są także inne metody służące do produkcji wyrobów specjalnych lub przebiegające przy użyciu maszyn specjalnych. Zalicza się do nich:

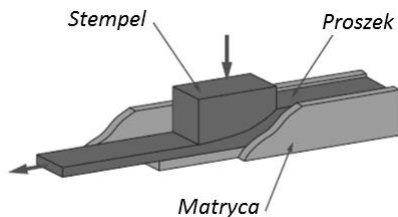
- ❑ walcowanie proszków (rys. 9.22), za pomocą którego można wytwarzać wyroby w postaci taśm (w tym bimetalicznych wykonywanych z dwóch rodzajów proszku); wyroby otrzymywane tą metodą mają strukturę porowatą, a uzyskanie odpowied-



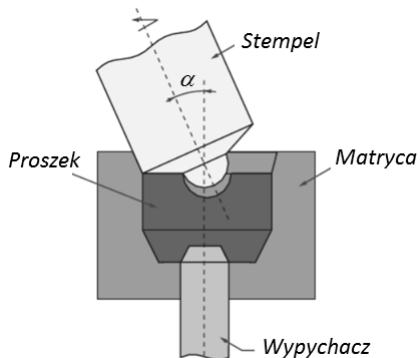
Rys. 9.22. Schemat walcowania taśmy z proszku metali; przegrody w koszu mają za zadanie zapewnić równomierne dostarczenie proszku na całej szerokości wytwarzanej taśmy [108]

nich własności wytrzymałościowych wymaga dalszej obróbki plastycznej i nawet dwukrotnego spiekania;

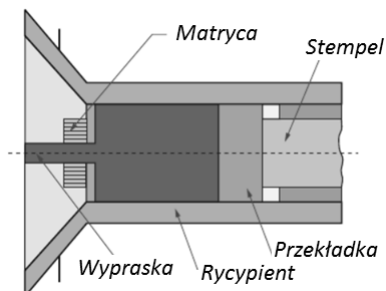
- prasowanie w matrycy kroczącej (rys. 9.23), w trakcie którego proszek zasypany swobodnie do matrycy w kształcie rynny jest prasowany stemplem o specjalnym kształcie; po każdym wywarceniu naciśku matryca jest przesuwana o tzw. skok prasowania; ta metoda stosowana jest do wytwarzania kształtek (o gęstości rzędu 80÷90% gęstości materiału litego) w postaci długich prętów lub taśm;
- prasowanie obwiedniowe (rys. 9.24), które znajduje wykorzystanie przy wytwarzaniu wyrobów osiowo-symetrycznych; zasada procesu polega na tym, iż stempel górny (odchylony od pionu o kąt α) porusza się ruchem okrężnym lub wahającym, co prowadzi do zmniejszenia powierzchni kontaktu materiału ze stemplem, a w konsekwencji do wzrostu nacisku powierzchniowego; więcej informacji na temat prasowania obwiedniowego znaleźć można w monografii [117];
- wyciskanie współbieżne proszku, które wykorzystywane jest do wytwarzania prętów (rys. 9.25) i rur; proces prowadzony jest bez dodatku lub z dodatkiem plastyfikatora (np. stearyna lub skrobia), który odparowuje podczas spiekania wyciśniętego elementu; metodę bez plastyfikatora stosuje się przy wyciskaniu (przebiegającym z dużym odkształceniem) proszków plastycznych, zaś bez plastyfikatora, gdy kształtowane są proszki o małej formowalności (np. z niobu, wolframu, węgla wolframu).



Rys. 9.23. Schemat prasowania proszku w matrycy kroczącej [76]



Rys. 9.24. Schemat procesu prasowania obwiedniowego wypraski z proszku metali [76]

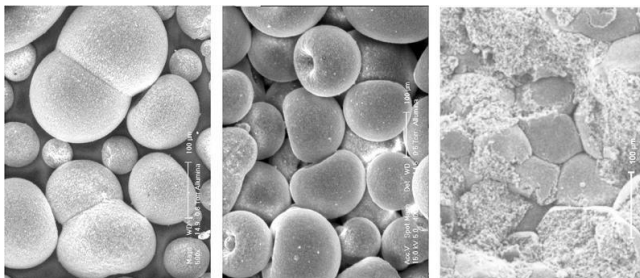


Rys. 9.25. Schemat procesu wyciskania współbieżnego pręta z proszku metali [76]

9.3.3. Parametry prasowania proszków metali

Proces prasowania proszków przebiega w sposób podobny i praktycznie nie zależy od zastosowanej metody prasowania. Zasadniczo proces ten dzieli się na dwie fazy (rys. 9.26):

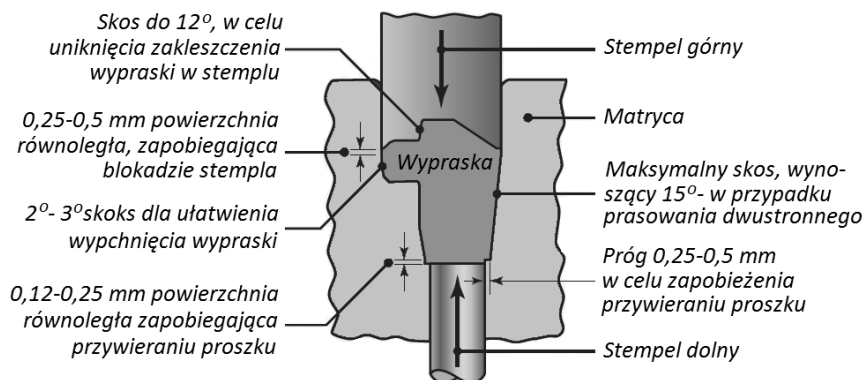
Rys. 9.26. Przebieg prasowania proszku aluminium (kolejno od lewej): proszek zasypany do matrycy, I faza prasowania, II faza prasowania [33]



- faza I, w której luźno zasypany do formy proszek przemieszcza się (w efekcie wzrastającego ciśnienia, wywołanego np. naciskiem stempla) likwidując mostki i zwiększając wzajemne dopasowanie cząstek do siebie; w efekcie działania sił tarcia przeciwstawiających przemieszczaniu się cząstek ma też miejsce zdzieranie z ich powierzchni warstw tlenków;
- faza II, w której cząstki ulegają odkształceniom początkowo sprężystym, a następnie plastycznym, co powoduje pękanie warstw tlenków i stwarza możliwość połączenia pomiędzy czystymi metalicznie powierzchniami; wzrost ciśnienia zwiększa odkształcenie cząstek, co prowadzi do ich umocnienia, następnie pęknięcia, a w konsekwencji do lepszego wypełnienia matrycy (formy).

Po zakończeniu prasowania wypraska jest usuwana z matrycy (formy). Następuje wówczas jej rozprężenie prowadzące do zwiększenia wymiarów (efekt działania naprężeń wewnętrznych). Zmiany wymiarów wypraski są znaczące i wynoszą: do 5÷6% dla wymiarów zgodnych z kierunkiem prasowania oraz do 1÷3% dla wymiarów prostopadłych do tego kierunku.

Projektując kształty wypraski należy uwzględnić wymogi technologiczne warunkujące prawidłowy przebieg prasowania. I tak, należy stosować pochylenia powierzchni bocznych, zaokrąglać krawędzie oraz przyjmować rozwiązania zapobiegające zakleszczeniu wypraski w narzędziach. Niektóre z tych wymogów zilustrowano graficznie na rys. 9.27.



Rys. 9.27. Geometria narzędzi do prasowania proszków metali wraz z wybranymi zaleceniami technologicznymi; na podstawie [108]

Przebieg procesu prasowania zależy od wielu parametrów. Ważniejsze z nich scharakteryzowano poniżej.

Rodzaj materiału, z którego wykonano proszek decyduje o jego zdolności do zagęszczania. I tak proszki z metali plastycznych (np. srebro, miedź) łatwo się prasują, zaś prasowanie proszków z metali twardych (np. chrom, molibden) jest utrudnione. Ogólnie przyjmuje się, że im większa jest twardość proszku tym mniejsza jest gęstość wyprasek uzyskanych podczas prasowania z tym samym ciśnieniem. Na przebieg procesu mają także wpływ kształt (najlepsze efekty daje zastosowanie proszków kulistych), wielkość cząstek (najefektywniejsze jest zagęszczanie cząstek o średniej wielkości) oraz stan ich powierzchni.

Gęstość uzyskiwanych wyprasek zależy także od zastosowanego rodzaju i sposobu smarowania. Dodatek środków poślizgowych do mieszanki proszków powoduje zmniejszenie: współczynnika tarcia, ciśnienia wypychania wypraski z matrycy, skłonności przywarcia proszku do ścianek matrycy oraz zużycia narzędzi. Najczęściej stosowanymi w praktyce środkami poślizgowymi (dodawanymi w ilości 0,5÷1,5% masy proszku) są grafit, oleje, stearynian cynku i kwas stearynianowy. W trakcie spiekania środki te ulegają degradacji lub odparowują nie utrudniając przebiegu zachodzących wówczas procesów dyfuzyjnych.

Parametry prasowania takie jak ciśnienie, szybkość przyrostu ciśnienia i czas prasowania wywierają zasadniczy wpływ na gęstość wypraski. Np. w wyniku zastosowania mniejszej szybkości prasowania oraz wytrzymania wypraski pod ciśnieniem maksymalnym przez kilkanaście sekund można zwiększyć jej gęstość o kilka procent. Najczęściej stosowane podczas prasowania wybranych proszków metali zakresy nacisków zestawiono w tab. 9.2. Czasami w celu zwiększenia gęstości wyprasek stosuje się dwukrotne prasowanie i spiekanie. Wówczas podczas pierwszego spiekania dochodzi do wyżarzenia materiału powodującego usunięcie skutków zgniotu (wzrost plastyczności i spadek twardości) w cząstkach, co pozwala na uzyskanie podczas drugiego prasowania dużych gęstości (przy znacznie niższym ciśnieniu niż w przypadku prasowania jednokrotnego).

Tab. 9.2. Wartości nacisków, przy prasowaniu wybranych proszków

Proszek:	Nacisk, MPa
Aluminium	70 ÷ 275
Mosiądzu	400 ÷ 700
Brązu	200 ÷ 275
Żelaza	350 ÷ 800
Tantalu	70 ÷ 140
Wolframu	70 ÷ 140
Tlenku aluminium	110 ÷ 140
Węgla	140 ÷ 165

9.4. Spiekanie proszku

9.4.1. Charakterystyka ogólna

Proces spiekania polega na wygrzewaniu proszku lub uformowanej wypraski (rys. 9.28) przez określony czas w odpowiedniej temperaturze i atmosferze. W wyniku procesów fizykochemicznych zachodzących podczas spieka-



Rys. 9.28. Przykład procesu spiekania wyprasek otrzymanych z proszku metali

nia otrzymuje się materiał spiekany, odznaczający się pewną spistością (w przypadku proszku) lub zwiększoną wytrzymałością wypraski.

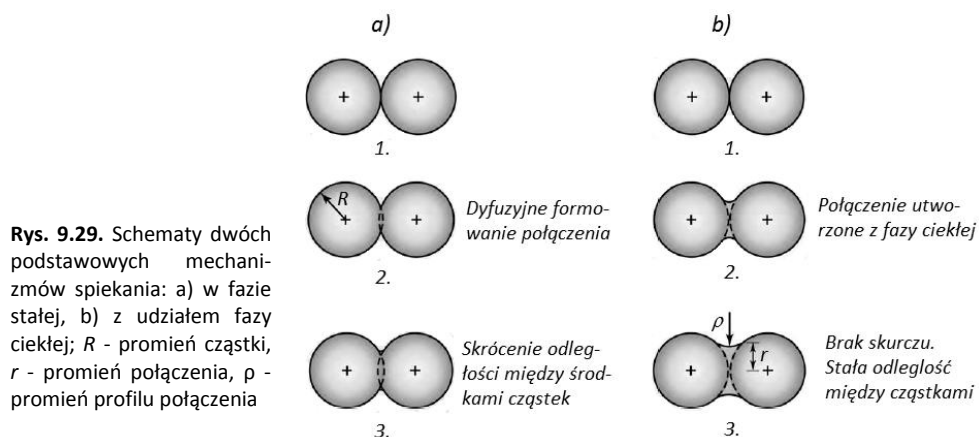
Podstawowe warunki spiekania określone są przez: temperaturę, czas spiekania i skład chemiczny atmosfery pieca. Zestawienie zalecanych wartości dwóch pierwszych z wymienionych parametrów podano w tab. 9.3. Odnośnie atmosfery pieca można natomiast podać, iż najlepsze rezultaty uzyskuje się stosując: azot, gaz endotermiczny z dodatkiem węglowodorów lub próżnię.

Tab. 9.3. Temperatura i czas spiekania dla wybranych materiałów proszkowych

Materiał	Temperatura, °C	Czas, min
Miedź, mosiądz i brąz	760 ÷ 900	10 ÷ 45
Żelazo oraz żelazo-grafit	1000 ÷ 1150	8 ÷ 45
Nikiel	1000 ÷ 1150	30 ÷ 45
Stal nierdzewna	1100 ÷ 1290	30 ÷ 60
Stop Alnico (na magnesy)	1200 ÷ 1300	120 ÷ 150
Węglik wolframu	1430 ÷ 1500	20 ÷ 30
Molibden	2050	120
Wolfram	2350	480
Tantal	2400	480

W zależności od zastosowanej temperatury wyróżnia się następujące rodzaje spiekania:

- ❑ w fazie stałej (rys. 9.29a), prowadzone w zakresie 0,4 ÷ 0,8 temperatury topnienia metalu spiekanego;
- ❑ z udziałem fazy ciekłej (rys. 9.29b) - przebiegające przy temperaturze, w której część składników mieszanki proszkowej przechodzi w stan ciekły;
- ❑ z udziałem zanikającej fazy ciekłej, które ma miejsce wówczas, gdy składniki mieszanki proszkowej tworzą roztwory w stanie stałym (np. Fe-Cu, Fe-P, Cu-Sn); w takim przypadku zachodzi dyfuzja składnika ciekłego w głąb fazy stałej.



Rys. 9.29. Schematy dwóch podstawowych mechanizmów spiekania: a) w fazie stałej, b) z udziałem fazy ciekłej; R - promień cząstki, r - promień połączenia, ρ - promień profilu połączenia

Główną siłą napędową procesu spiekania stanowi energia swobodna powierzchni cząstek. Materiał porowaty odznacza się dużą powierzchnią właściwą i proporcjonalną do niej wysoką wartością energii swobodnej powierzchni cząstek. Efektem dążenia do zmniejszenia tej energii jest redukcja powierzchni cząstek w następstwie ich sferoidyzacji, wygładzania, łączenia się oraz zmniejszania liczby i wielkości porów. Przy tym charakterystyczne jest, że wraz ze wzrostem czasu spiekania następuje zmniejszenie sił napędowych omawianego procesu. Oznacza to, że prędkość zagęszczania spieku podczas wyżarzania izotermicznego będzie stopniowo maleć.

Prędkość zagęszczania spieku zwiększa się wraz ze wzrostem powierzchni proszku. Z tego też powodu szybszemu zagęszczeniu ulegają proszki drobniejsze oraz mające nieregularną budowę (w stosunku do proszków regularnych, o kształcie zbliżonym do kulistego). Tlenki pokrywające powierzchnię cząstek proszku utrudniają przebieg procesu zagęszczania i dlatego też wskazane jest stosowanie atmosfer ochronnych, powodujących ich redukcję.

9.4.2. Mechanizmy spiekania

Obecnie przyjmuje się, że zmiany zachodzące podczas spiekania stanowią efekt transportu materii (masy), będący skutkiem działania następujących procesów:

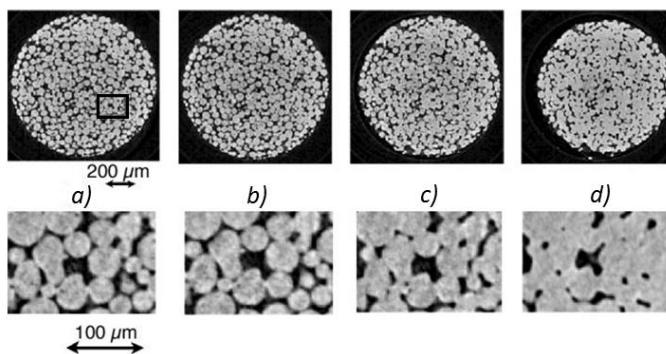
- pełzania, które występuje głównie w początkowej fazie spiekania i polega na ukierunkowanym przemieszczaniu (w wysokiej temperaturze) wakansów od obszarów, w których panują naprężenia rozciągające do miejsc, gdzie występują naprężenia ściskające; ruchowi wakansów towarzyszy przemieszczanie (w stronę przeciwną) atomów, co doprowadza do deformacji makroskopowej;
- dyfuzji objętościowej oraz dyfuzji po granicy ziaren polegających na ruchu wakansów i atomów (w strony przeciwne), będących konsekwencją dążenia do wyrównania ich stężenia w objętości wypraski; mechanizmy dyfuzji uznawane są za dominujące przy zmniejszaniu objętości porów, a ich wzajemny udział jest zależny od temperatury i wielkości proszku; w temperaturze niższej oraz w przypadku cząstek o małych rozmiarach decydującą rolę odgrywa dyfuzja po granicy ziaren;
- dyfuzji powierzchniowej polegającej na przemieszczaniu się atomów po powierzchni cząstek (poruszających się od powierzchni wypukłej do wklęsłej), której intensywność wzrasta ze zwiększeniem temperatury; ruch atomów w tym mechanizmie transportu materii wiąże się z istnieniem gradientu potencjału chemicznego uwarunkowanego krzywizną powierzchni;
- parowania i kondensacji związanych z transportem metalu przez fazę gazową, w efekcie różnic w prężności par metalu nad powierzchnią wypukłą i wklęsłą (materiał paruje z powierzchni wypukłych i kondensuje na powierzchniach wklęsłych).

Oprócz wymienionych powyżej czterech procesów transportu materii na duże odległości w trakcie spiekania występuje również ruch atomów na małych odległościach, w następstwie zdrowienia i rekrytalizacji odkształconych podczas prasowania cząstek proszku. Rekrytalizacja początkowo zachodzi wewnątrz niektórych cząstek, a następnie (po zwiększeniu powierzchni styków międzycząsteczkowych) przemieszcza się na cząstki sąsiednie. Jest to tzw. rekrytalizacja międzycząsteczkowa, której przebieg utrudniony jest przez pory oraz warstewki tlenków.

W przypadku spiekania z udziałem fazy ciekłej, dochodzi do powstania tej fazy w miejscu styku cząstek spiekanych. Jest to skutek częściowego lub całkowitego roztopienia się jednego ze składników lub niskotopliwej eutektyki utworzonej przez składniki proszku. Pojawienie się fazy ciekłej powoduje wystąpienie takich zjawisk jak: zwilżenie fazy stałej przez ciecz, rozptywanie cieczy po powierzchniach cząstek, wnikanie cieczy w pory między cząsteczkami, rozpuszczanie a następnie ponowne wydzielanie fazy stałej z cieczy. Wymienione zjawiska wpływają z reguły korzystnie na intensyfikację procesu spiekania i umożliwiają uzyskanie spieków o gęstości zbliżonej do tej, jaką ma materiał lity.

Podczas procesu spiekania porowatość wypraski (wynosząca po prasowaniu 10÷30%) zmniejsza się znacząco (nawet do kilku procent). Efekt ten jest dobrze widoczny na rys. 9.30, przedstawiającym przebieg spiekania wypraski proszku miedzi. Negatywną cechą spiekania jest natomiast skurcz spieku, który może dochodzić nawet do kilkunastu procent.

Rys. 9.30. Przebieg procesu spiekania proszku miedzi: a) sytuacja wyjściowa; b) po nagrzaniu do temperatury 1050 °C, c) po spiekaniu w temperaturze 1050 °C w czasie około 2 godzin, d) po spiekaniu w temperaturze 1050 °C w czasie około 3,5 godzin i ochłodzeniu do temperatury pokojowej [49]



9.5. Obróbka wykończająca spieków

9.5.1. Nasycanie spieków

Nasycanie spieków ma na celu zwiększenie ich gęstości, wytrzymałości, odporności na korozję, zmniejszenie współczynnika tarcia, zamknięcie porów, jak również stworzenie zupełnie nowych własności fizycznych (np. przewodność w spiekanych stykach W-Cu). Wyróżnia się przy tym:

- ❑ infiltrację, tj. wypełnianie porów stopem lub metalem mającym niższą temperaturę topnienia niż materiał osnowy;
- ❑ impregnację, tj. wypełnianie porów materiałem niemetalicznym (np. olej, żywica, polimer).

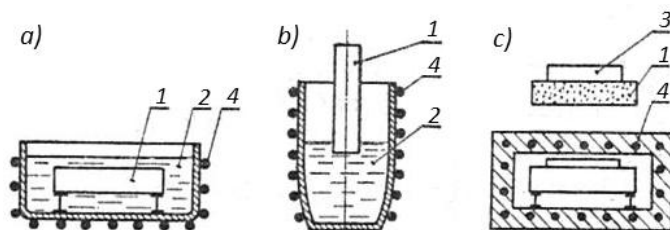
Typowy proces nasycania spieków obejmuje trzy następujące po sobie etapy:

- ❑ wytwarzanie szkieletu spieku, najczęściej w procesie spiekania z udziałem fazy ciekłej (rys. 9.29b);
- ❑ napełniania porów (nasycania);

- obróbki cieplnej (na ogół wykonywanej w trakcie jednej lub dwóch operacji).

Na rys. 9.31 przedstawiono schematycznie trzy sposoby nasycania - najczęściej znajdujące zastosowanie w praktyce. Itak, nasycanie można przeprowadzić zanurzając porowaty spiek szkieletowy w materiale ciekłym (nasycanie zanurzeniowe), który wypełnia pory (rys. 9.31a). Siła kapilarna porów szkieletowych jest tak duża, że niekiedy wystarczy zanurzyć tylko małą część szkieletu, by materiał ciekły wypełnił wszystkie pory (rys. 9.31b). Ten sposób nosi nazwę nasycania kapilarnego i daje dobre wyniki tylko wtedy, gdy powierzchnia zanurzonego szkieletu jest czysta. Trzeci sposób (nasycanie nakładkowe) przedstawiony na rys. 9.31c polega na tym, że na spiek szkieletowy umieszczony w piecu kładzie się określoną ilość materiału nasycającego, który po nagraniu topi się i wpływa do porów.

Stosując metodę nasycania spieków wytwarza się m.in.: pseudostopy i materiały stykowe na bazie W-Cu, W-Ag; części maszyn i narzędzia z żelaza i stali, które nasycano miedzią; materiały łożyskowe (Fe, Pb, Sn) oraz (Fe-Cu, Pb); dysze silników raketowych i łopatki sprężarek silników odrzutowych; części turbin gazowych.



Rys. 9.31. Nasycanie szkieletu spiekanego: a) przez zanurzenie całkowite, b) przez zanurzenie częściowe, c) przez wyżarzanie szkieletu z nałożoną płytką metalu; 1 - szkielet porowaty, 2 - kąpiel materiału nasycającego, 3 - płytkę metalu, 4 - elementy grzejne [107]

9.5.2. Doprasowywanie

Doprasowywanie ma na celu powiększenie gęstości wypraski. Niekiedy następuje ono z przeciwnej strony niż prasowanie, a czasami wykonywane jest w jednej operacji z prasowaniem, jako prasowanie dwustopniowe. Przerwa w działaniu ciśnienia lub utrzymywanie wypraski przez pewien czas pod określonym naciskiem pozwala na usunięcie z niej gazu (powietrza), sprężonego w czasie prasowania.

Proces kształtowania wypraski z udziałem doprasowywania może być zrealizowany wg jednego z kilku wariantów (różniących się między sobą głównie temperaturą matrycy i stopniem ogrzania kształtek przed doprasowaniem). Są to:

- prasowanie proszków metalicznych na kształtki, ogrzewanie i doprasowywanie w zimnej matrycy;
- prasowanie proszków metalicznych na kształtki, ogrzewanie i doprasowywanie w gorącej matrycy;
- prasowanie proszków metalicznych na kształtki, wstępne spiekanie i doprasowywanie w zimnej matrycy;
- prasowanie proszków metalicznych na kształtki, wstępne spiekanie i doprasowywanie w gorącej matrycy.

9.5.3. Kalibrowanie spieków

Kalibrowanie stosowane jest w celu uzyskania gładkiej powierzchni oraz ostatecznych wymiarów, mieszczących się w granicach wymaganych tolerancji. Polega ono na ponownym sprasowaniu spieku w matrycy, przebiegającym z użyciem mniejszych nacisków niż podczas formowania wypraski. Czasami przeprowadza się także kalibrowanie otworów za pomocą przeciągania przez nie trzpieni kalibrujących.

W wyniku kalibrowania uzyskuje się wymiary z dokładnością do około 0,005 mm (dla porównania, po spiekaniu do około 0,015 mm) na powierzchniach równoległych do kierunku kalibrowania. Natomiast powierzchnie prostopadłe do tego kierunku ulegają tylko nieznacznemu wygładzeniu, następującemu wskutek nacisku powodującego usunięcie nierówności powstałych podczas spiekania. Dodatkową korzyścią z kalibrowania jest wzrost twardości warstwy wierzchniej wypraski (dochodzący do kilkudziesięciu procent), a w przypadku materiałów porowatych - częściowe zmniejszenie porowatości.

Celem zwiększenia efektywności procesu kalibrowania spieków należy przestrzegać podanych poniżej wytycznych - opracowanych przez Instytut Obróbki Plastycznej w Poznaniu [90]:

- ❑ twardość kształtki przed kalibrowaniem nie powinna przekraczać 180 HV;
- ❑ powierzchnie wypraski należy kalibrować wg zaplanowanej kolejności (unika się jednoczesnego kalibrowania wszystkich powierzchni);
- ❑ powierzchnie zewnętrzne wypraski powinny być kalibrowane na wstępie celem zmniejszenia prawdopodobieństwa pęknięcia (otwory należy kalibrować w dalszej kolejności);
- ❑ powierzchnie płaskie - czołowe powinny pozostawać pod naciskiem do momentu zakończenia kalibrowania;
- ❑ kalibrowana kształtka we wszystkich jej fragmentach powinna pozostawać w bezpośrednim kontakcie z narzędziem kalibrującym.

9.5.4. Obróbka cieplna i cieplno-chemiczna

Obróbka cieplna i cieplno-chemiczna stosowana jest w celu poprawy właściwości wytrzymałościowych, twardości oraz odporności na ścieranie warstwy wierzchniej spieku. Na ogół połączona jest ona z procesem spiekania, dzięki czemu zmniejszeniu ulegają koszty wytwarzania. Trzeba przy tym wiedzieć, że spieki wymagają dłuższego czasu nagrzewania i wygrzewania niż materiały lite, gdyż istniejące pory zmniejszają przewodność cieplną. Z tego samego powodu mniejsza jest także intensywność chłodzenia spieku.

Do najczęściej stosowanych operacji obróbki cieplnej i cieplno-chemicznej spieków zalicza się:

- ❑ wyżarzanie, które utożsamia się z operacją spiekania prowadzoną w atmosferze sztucznej (czynnej lub ochronnej);
- ❑ ulepszanie cieplne, obejmujące zabiegi hartowania i odpuszczania; bardzo często spieki hartuje się bezpośrednio z temperatury spiekania, co eliminuje konieczność powtórnej ich nagrzewania; w przypadku stosowania oleju, jako środka chł-

dzącego jego resztki pozostają w porach spieku i stanowią czynnik przeciwdziałający korozji;

- ❑ nawęglanie spieków stalowych, które zachodzi na wskroś (spieki o gęstości $6,5 \text{ g/cm}^3$) lub powierzchniowo (gęstość spieku przekracza $7,2 \text{ g/cm}^3$); rozróżnia się następujące metody nawęglania spieków [96]:
 - wyżarzanie spieków żelaznych i spiekanie wyprasek z proszku żelaza w stałych ośrodkach nawęglających;
 - nawęglanie spieków w ośrodkach ciekłych;
 - wyżarzanie spieków żelaznych i spiekanie wyprasek proszku żelaza w gazowych ośrodkach nawęglających;
 - nawęglanie połączone ze spiekaniem wyprasek wykonanych z mieszanin proszku żelaza z proszkiem grafitu;
- ❑ azotowanie mające na celu zwiększenie odporności warstwy wierzchniej na zużycie powierzchniowe; stosuje się je do spieków ze stali stopowych z dodatkiem Al, Ti, Cr, Mo (pierwiastki te tworzą trwałe azotki o dużej twardości i dyspersji);
- ❑ cyjanowanie spieków stalowych, które jest obróbką cieplno-dyfuzyjną polegającą na wprowadzeniu do warstwy wierzchniej azotu i węgla; proces ten prowadzony w ośrodkach stałych, ciekłych i gazowych pozwala na zwiększenie twardości warstwy wierzchniej spieku do wartości przekraczającej 60 HRC;
- ❑ utlenianie w parze wodnej wykonywane w celu poprawy odporności na korozję i zmiany własności fizycznych i mechanicznych warstwy wierzchniej spieku.

9.5.5. Kucie spieków

Kucie spieków polega na odkształcaniu na gorąco przedkuwek spiekanych. W efekcie zastosowania tego procesu uzyskuje się znacznie lepsze własności wyrobów od uzyskiwanych klasycznym prasowaniem i spiekaniem. Do zalet tego procesu zalicza się:

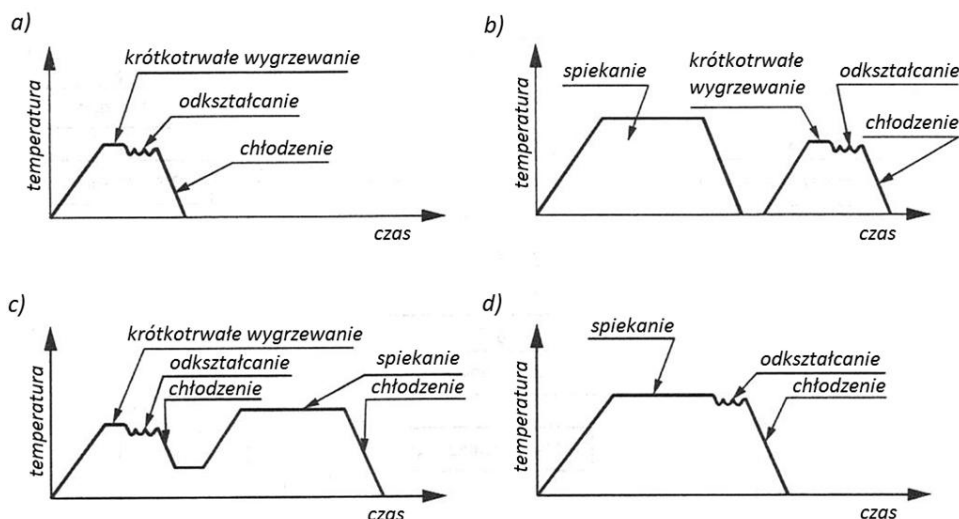
- ❑ możliwość wykonywania odkuwek, których kształt i wymiary są maksymalnie zbliżone do wyrobu gotowego;
- ❑ skrócenie cyklu produkcyjnego, w efekcie wyeliminowania w stopniu maksymalnym obróbki mechanicznej wyrobu;
- ❑ duży stopień wykorzystania materiałów (dochodzący do 90%);
- ❑ możliwość uzyskiwania materiałów o dowolnym składzie chemicznym.

Rozróżnia się cztery następujące warianty kucia na gorąco spieków (rys. 9.32), realizowane na ogół z wykorzystaniem matryc zamkniętych:

- ❑ wariant pierwszy (rys. 9.32a) obejmujący krótkotrwałe wygrzewanie porowatych wyprasek w atmosferze ochronnej, podanie ich z pieca do matrycy i zagęszczenie; wariant ten jest wykorzystywany przy otrzymywaniu elementów konstrukcyjnych i elektronicznych z proszków materiałów jednoskładnikowych lub z proszków stopowych;
- ❑ wariant drugi (rys. 9.32b) składający się z zabiegów: spiekania przedkuwek porowatych w atmosferze ochronnej i próżni z następnym ich ochłodzeniem, krótkotrwałego wygrzewania przedkuwek spieczonych, podania do matrycy i zagęszczenia; wa-

riant ten znajduje zastosowanie w otrzymywaniu wyrobów ze stopowych stali konstrukcyjnych, żarowytrzymałych oraz odpornych na korozję; przedkuwki spieka się w celu ujednorodnienia własności fizycznych, mechanicznych i technologicznych materiału;

- wariant trzeci (rys. 9.32c), w skład którego wchodzi: krótkotrwałe wygrzewanie przedkuwek porowatych, zagęszczenie na gorąco i spiekanie; jest on stosowany przy otrzymywaniu wyrobów ze stopów proszków z układów: Fe-P, Fe-Si oraz Fe-Ni; sposobem tym wytwarzane są wyroby ze stali żarowytrzymałych, żaroodpornych oraz specjalnego zastosowania;
- wariant czwarty (rys. 9.32d) obejmujący: spiekanie porowatych przedkuwek, podanie ich do matrycy i zagęszczenie; wariant ten stosowany jest do otrzymywania wyrobów z mieszanki proszków, której składniki wzajemnie dyfundują; technologia ta znajduje zastosowanie do otrzymywania wyrobów ze stali wysokowęglowych i manganowych.



Rys. 9.32. Warianty technologiczne kucia materiałów spiekanych (opis w tekście) [131]

Kucie spieków stalowych przeprowadza się w zakresie temperatur 850÷1150 °C, korzystając z matryc zamkniętych podgrzanych do temperatury 200÷300 °C (niezbędne informacje na temat kucia matrycowego, w tym w matrycach zamkniętych można znaleźć np. w podręczniku [101]). Przedkuwki (wypraski) pokrywa się smarem na bazie grafitu, co chroni je przed utlenieniem w czasie nagrzewania i wygrzewania oraz zmniejsza siły podczas kucia.

Metodą kucia z przedkuwek spiekanych wytwarza się wiele elementów konstrukcyjnych o kształcie osiowo-symetrycznym (np. koła zębate, pierścienie synchronizatorów) lub wydłużonym (np. korbowody). Proces kucia korbowodu z przedkuwki spiekanej przedstawiono na rys. 9.33.



Rys. 9.33. Korbwód wytwarzany metodą kucia z przedkuwki spiekanej, Aichi Forge USA [119]

10. Odlewnictwo

10.1. Wiadomości ogólne

10.1.1. Wprowadzenie

Odlewnictwo to technika wytwarzania wyrobów (odlewów) z metali i ich stopów polegająca na nadaniu im kształtów, wymiarów i struktury poprzez doprowadzenie metalu (stopu) do stanu ciekłego i wypełnienie nim odpowiednio przygotowanej formy odlewniczej.

Odlewnictwo należy do najstarszych technik wytwarzania. Najwcześniejsze odlewy wykonane z brązu znalezione zostały na terenie Mezopotamii. Były one wykonane metodą tzw. traconego wosku, która była stosowana także w dawnym Egipcie, Indiach i Chinach. Z pewnymi modyfikacjami metoda ta została przeniesiona do Europy z Azji Mniejszej, Syrii i Fenicji przez Kretę i była wykorzystywana w starożytnej Grecji i Rzymie, m.in. do wytwarzania dużych posągów, pustych wewnątrz. Odlewy w tym czasie wykonywano w formach kamiennych otwartych i dzielonych oraz w formach z gliny. W późniejszym okresie odlewnictwo rozwijało się intensywnie i było tak popularne, że zajmowały się nim aż dwa cechy, tj. konwisarze trudniący się wytwarzaniem małych wyrobów (głównie z cyny i z brązu) oraz ludwisarze, którzy odlewali wyroby duże (np. działa, dzwony, posągi - wykonywane przede wszystkim z brązu, żeliwa i mosiądzu).

Obecnie odlewnictwo jest jedną z podstawowych gałęzi przemysłu metalowego, a zwłaszcza maszynowego. Odlewy o masie od kilku gramów do kilkuset ton, stanowią do 90% masy niektórych maszyn, np. obrabiarek, silników, maszyn hutniczych itd.

Swoją popularność odlewnictwo zawdzięcza szeregowi zalet, do których zalicza się między innymi:

- ❑ dużą uniwersalność - tą techniką wytwarzania można wykonywać wyroby z różnych metali i stopów, których często nie można w sposób skuteczny obrabiać innymi metodami, np. obróbką wiórową (wymaga dobrej skrawalności materiału) czy obróbką plastyczną (wymaga dobrych własności plastycznych);
- ❑ możliwość wykonywania wyrobów (odlewów) o bardzo złożonych kształtach i różnorodnych wymiarach;
- ❑ dużą dokładność wymiarową i dobrą gładkość powierzchni odlewów, dzięki czemu można stosować niewielkie naddatki na obróbkę wiórową, osiągając tym samym znaczne oszczędności materiałów i robocizny; z tego też względu koszt wykonania części z odlewu jest na ogół mniejszy od kosztu uzyskania tej części w oparciu o inne techniki wytwarzania;

- ❑ dobre własności mechaniczne odlewów, które nie ustępują własnościom części otrzymywanych obróbką wiórową.

10.1.2. Klasyfikacja odlewnictwa

Główny podział odlewnictwa bazuje na materiale, z którego wykonuje się odlewy. W tym zakresie wyróżnia się:

- ❑ odlewnictwo staliwa;
- ❑ odlewnictwo żeliwa;
- ❑ odlewnictwo metali nieżelaznych, dzielone na:
 - odlewanie metali ciężkich i ich stopów, które mają gęstość większą niż 5 g/cm^3 , np. ołów, miedź, cynk;
 - odlewanie metali lekkich i ich stopów, o gęstości mniejszej od 5 g/cm^3 , np. aluminium, magnez, tytan.

Uzasadnieniem przedstawionego powyżej podziału jest to, iż poszczególne grupy materiałów odlewniczych różnią się znacznie między sobą własnościami mechanicznymi, fizycznymi, technologicznymi, a w szczególności odlewniczymi, które wywierają znaczący wpływ na technologię wytwarzania odlewów.

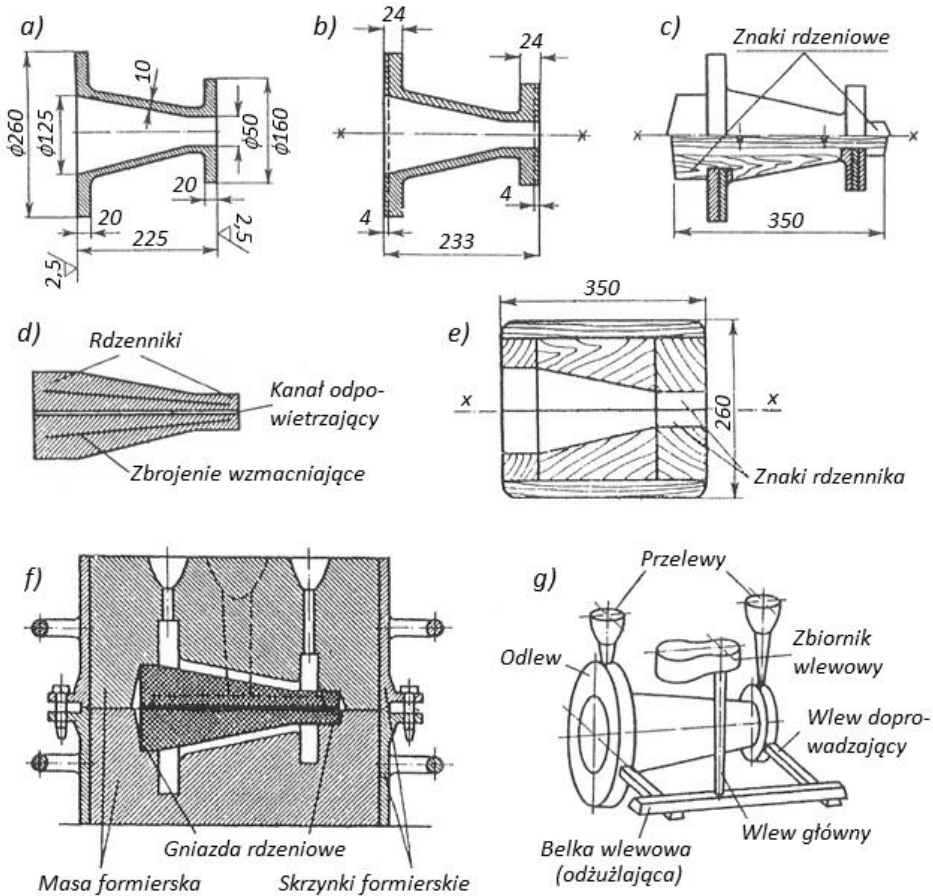
Procesy odlewnicze można również klasyfikować stosując inne kryteria. I tak wyróżnia się w zależności od:

- ❑ materiału, z którego wykonana jest forma :
 - odlewanie do form z mas formierskich,
 - odlewanie do form metalowych;
- ❑ wielkości ciśnienia materiału podczas zalewania formy:
 - odlewanie grawitacyjne,
 - odlewanie odśrodkowe (ewentualnie półodśrodkowe lub pod ciśnieniem odśrodkowym),
 - odlewanie ciśnieniowe;
- ❑ trwałości formy:
 - odlewanie do form jednorazowych,
 - odlewanie do form półtrwałych,
 - odlewanie do form trwałych.

10.1.3. Podstawowe nazewnictwo

Zestawienie podstawowych nazw i pojęć stosowanych w odlewnictwie przedstawione poniżej, wraz z ich krótkim opisem, obejmuje:

- ❑ Odlew (rys. 10.1a) jest to element konstrukcyjny opracowany w biurze konstrukcyjnym (projektowym), którego kształt, wymiary, a czasem i inne cechy podane są na rysunku technicznym gotowego odlewu.
- ❑ Odlew surowy (rys. 10.1b) opisany jest rysunkiem technicznym, który powstaje w biurze technologicznym (na podstawie rysunku technicznego odlewu gotowego)



Rys. 10.1. Szkice wyjaśniające podstawowe pojęcia odlewnicze: a) odlew - rysunek konstrukcyjny, b) odlew surowy, c) model odlewniczy, d) rdzeń, e) rdzennica, f) forma odlewnicza, g) odlew wraz z układem wlewowym; na podstawie [79]

i zawiera informacje dotyczące: nadatków na obróbkę, nadatków technologicznych, pochyleń, zbieżności, płaszczyzny podziału formy odlewniczej itd.

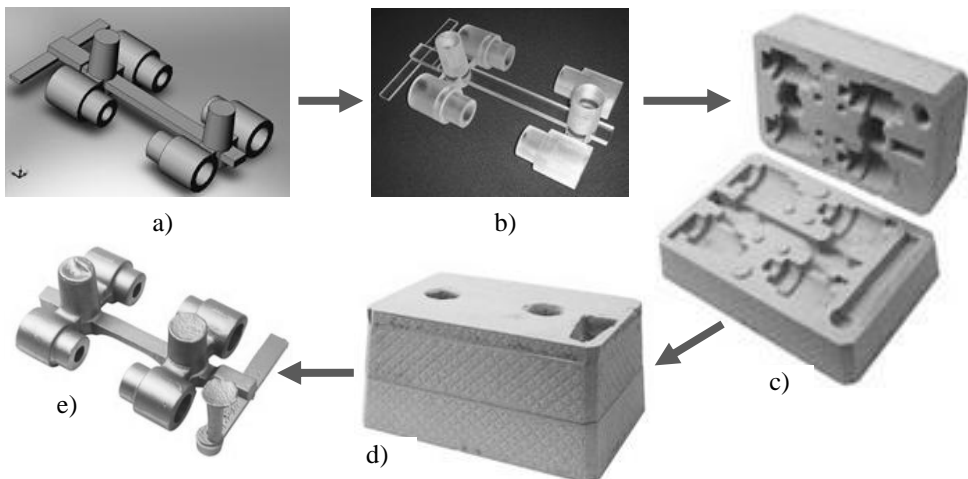
- ❑ Model odlewniczy (rys. 10.1c), czyli przyrząd zrobiony na podstawie rysunku odlewu surowego, który wykorzystywany jest przy wykonywaniu form odlewniczych. Model odtwarza w masie formierskiej przeważnie kształt zewnętrzny odlewu, przy czym jego wymiary są powiększone w stosunku do odlewu surowego o wartość skurczu odlewniczego materiału. W przypadku, gdy wykonanie odlewu wymaga zastosowania rdzeni model powiększa się o tzw. znaki rdzeniowe, które odtwarzają w formie wnęki (tzw. gniazda rdzeniowe) niezbędne do ustawienia rdzeni.
- ❑ Rdzeń (rys. 1.1d) to luźna część formy, wykonywana oddzielnie w rdzennicy, która przeważnie odtwarza wewnętrzne kształty odlewu. Posiada on przynajmniej jeden rdzennik, czyli część niezbędną do utrzymania rdzenia w ściśle określonym miejscu formy (gnieździe rdzeniowym) oraz do odprowadzenia gazów z rdzennika.

- ❑ Rdzennica (rys. 10.1e) to przyrząd wykonany na podstawie rysunku odlewu surowego, który jest wykorzystywany do wyrabiania rdzeni. Najczęściej ma kształt skrzynki i wyposażona jest w tzw. znaki rdzennika, służące do odtworzenia kształtów rdzenników.
- ❑ Forma odlewnicza (rys. 10.1f) to zespół elementów (forma właściwa i rdzenie), które tworzą wnękę odtwarzającą kształt przedmiotu odlewanego wraz z układem wlewowym (system kanałów umożliwiający zalanie formy ciekłym materiałem). Jest ona wykonana przeważnie z masy formierskiej, a rzadziej z metalu (tzw. kokila). Najczęściej forma odlewnicza złożona jest z dwóch części, tj. górnej i dolnej.
- ❑ Odlew z układem wlewowym (rys. 10.1g) jest wybijany (w przypadku form piaskowych, które w trakcie wybijania ulegają zniszczeniu) lub wyjmowany (w przypadku form trwałych) z formy odlewniczej po zakrzepnięciu materiału. Po tej czynności przeprowadza się operacje wybijania rdzeni, oczyszczania, oddzielania układu wlewowego i ewentualne wykańczanie wyrobu (np. obróbka wiórowa, obróbka cieplna, malowanie itd.).

10.1.4. Główne etapy procesu wykonania odlewu

Typowy proces wytwarzania odlewu składa się z następujących operacji [14]:

- ❑ projektowania odlewu surowego - rys. 10.2a;
- ❑ wykonania modelu (kompletu modelowego) - rys. 10.2b;
- ❑ przygotowania mas formierskich i rdzeni;
- ❑ wykonania form i rdzeni - rys. 10.2c;
- ❑ składania i przygotowania form do zalania - rys. 10.2d;
- ❑ przygotowania ciekłego metalu lub stopu (topienia);



Rys. 10.2. Uproszczony schemat przebiegu procesu odlewania do form ceramicznych: a) projekt CAD kompletu modelowego, b) wykonanie kompletu modelowego, c) wykonanie form odlewniczych, d) złożenie form i przygotowanie ich do zalania ciekłym materiałem, e) otrzymane odlewy wraz z układem wlewowym

- ❑ zalania (wypełnienia) formy ciekłym materiałem;
- ❑ wybicia odlewów z formy odlewniczej - rys. 10.2e;
- ❑ usunięcia układów wlewowych i oczyszczenia odlewów;
- ❑ oględzin odlewów i ewentualnej naprawy wykrytych wad;
- ❑ ewentualnej obróbki cieplnej odlewów z powtórным ich oczyszczeniem;
- ❑ kontroli i odbioru odlewów.

Wymienione powyżej operacje dotyczą procesu odlewania w formach jednorazowych. W przypadku zastosowania innej technologii odlewniczej (np. odlewania do form trwałych) ulegają one w niewielkim zakresie zmianom.

10.2. Modele odlewnicze

Model odlewniczy, czyli przyrząd odtwarzający w formie kształty przedmiotu odlewane jest niezbędny do wykonania formy odlewniczej. W praktyce bardzo często wykorzystuje się tzw. komplet modelowy, który tworzą model odlewniczy, rdzenie i model układu wlewowego, służący do odtwarzania zespołu kanałów wlewowych oraz ewentualnych przelewów lub nadlewów.

10.2.1. Klasyfikacja modeli odlewniczych

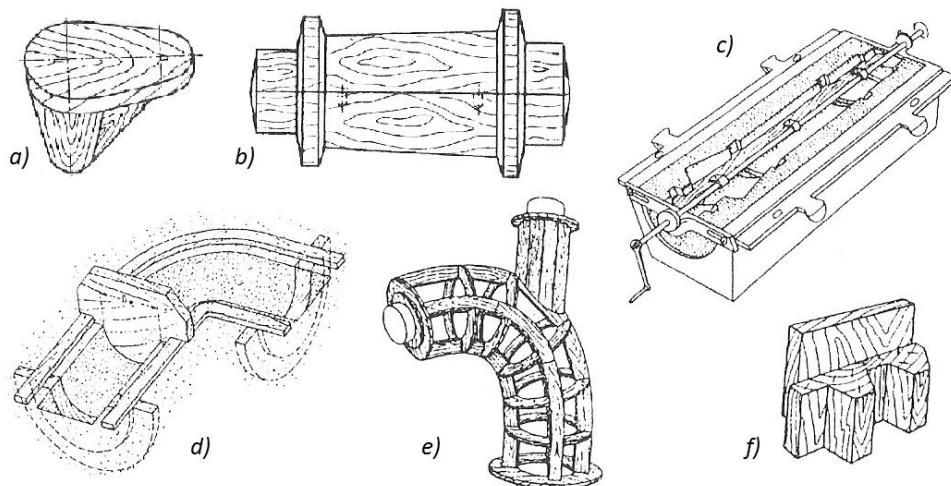
Ogólnie modele odlewnicze dzielą się na trzy zasadnicze grupy. Są to:

- ❑ modele bezpośrednio odtwarzające kształt odlewu, które wykonuje się jako niedzielone lub dzielone; są one stosowane podczas wykonywania odlewów o prostych kształtach (rys. 10.3a);
- ❑ modele pośrednio odtwarzające kształt odlewu, wykonywane jako dzielone lub niedzielone, które dodatkowo zawierają znaki rdzeniowe (rys. 10.3b);
- ❑ modele uproszczone - odtwarzają jedynie niektóre elementy kształtu odlewu, którego pozostałe elementy są uzupełniane ręcznie przez formierza; modele te są najczęściej wykorzystywane w produkcji jednostkowej dużych i ciężkich odlewów; wykonuje się je jako: wzorniki obrotowe (rys. 10.3c) lub przesuwne (rys. 10.3d), modele szkieletowe (rys. 10.3e), modele klockowe (rys. 10.3f).

Dodatkowo, modele bezpośrednio lub pośrednio odtwarzające kształt odlewu mogą być wykonane w sposób dwójaki, to jest bez części odejmowanych lub z częściami odejmowanymi.

Inny podział modeli odlewniczych dotyczy odlewnictwa precyzyjnego i bazuje na sposobie usunięcia modelu z formy. Kierując się tym kryterium wyróżnia się:

- ❑ modele rozpuszczane, wykonywane z eutektycznych stopów soli, które wypłukiwane są wodą z formy odlewniczej;
- ❑ modele wypalane, wykonane np. z polistyrenu, które po utwardzeniu formy usuwane są przez wypalenie;
- ❑ modele wytapiane, wykonywane z mieszaniny parafiny ze stearyną lub z kompozycji woskowych, które wytapiane są z formy (w temperaturze 80 ÷ 150 °C) w specjalnych suszarniach elektrycznych.



Rys. 10.3. Modele stosowane w odlewnictwie: a) bezpośrednio odtwarzający kształt odlewu, b) pośrednio odtwarzający kształt odlewu, c) wzornik obrotowy, d) wzornik przesuwany, e) model szkieletowy, f) model - klocek; na podstawie [79]

10.2.2. Materiały stosowane na modele

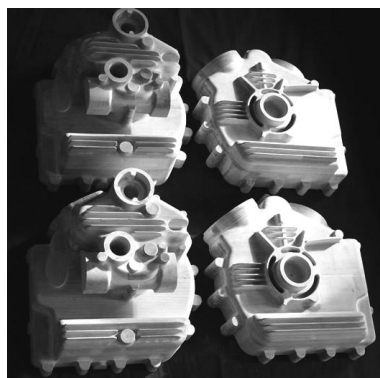
Dobór materiału do produkcji modeli powinien opierać się na wymagach stawianych gotowym odlewom. Podstawowymi parametrami branymi w tym zakresie pod uwagę są: trwałość, odporność na uderzenia, możliwość utrzymania kształtów i wymiarów, odporność na działanie wilgoci, obrabialność itd.

Modele z drewna

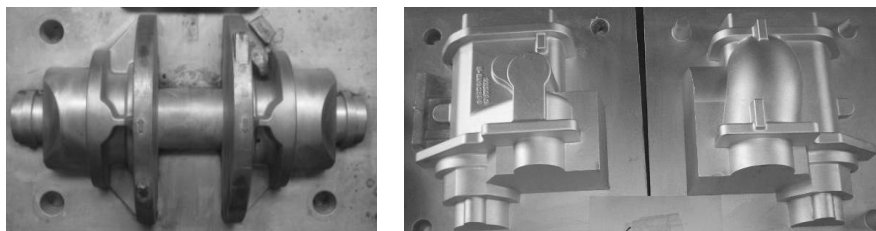
Drewno jest materiałem, z którego najczęściej wyrabia się modele w przypadku produkcji jednostkowej i małoseryjnej. Swoją popularność zawdzięcza głównie niskiej cenie, łatwej obrabialności oraz prostocie łączenia elementów składowych.

Przy wytwarzaniu modeli z drewna należy brać pod uwagę duży rozrzut własności fizycznych i mechanicznych drewna, wynikający głównie z niejednorodności jego budowy. Najlepiej jest wykorzystywać w tym zakresie wewnętrzne warstwy pnia, tzw. twardele.

Modele mniej odpowiedzialne mogą być wykonane z jednego kawałka drewna. Znacznie częściej wykonuje się je jednak z brył klejonych z segmentów (zabezpieczenie przed páczeniem). Natomiast w przypadku modeli wysokiej jakości (np. rys. 10.4) segmenty łączone są równocześnie klejeniem i za pomocą różnych połączeń kształtowych. Modele po wykonaniu podlegają wykończeniu, które sprowadza się do wygładze-



Rys. 10.4. Dwa zestawy modeli drewnianych bloku silnika motocyklowego o pojemności 1000 cm³ [103]



Rys. 10.5. Metalowe modele wykonane z żeliwa (po lewej) oraz z aluminium (po prawej) [11]

nia ich powierzchni, malowania (stanowi podstawowe zabezpieczenie przed wilgocią) i znakowania.

Modele metalowe

W produkcji seryjnej do wykonywania modeli, a także płyt modelowych i rdzennic, znajdują zastosowanie takie materiały metalowe, jak:

- ❑ żeliwo, które ze względu na niską cenę oraz dużą odporność na ścieranie znajduje szerokie zastosowanie, w szczególności do wyrobu rdzennic; podstawową wadą tego materiału jest skłonność do korozji oraz trudności związane z łączeniem przez spawanie; obecnie najszersze zastosowanie znajduje żeliwo modyfikowane z dodatkiem miedzi (ok. 1%), zwiększającej zdolność żeliwa do polerowania oraz jego odporność na korozję;
- ❑ stopy miedzi - w praktyce wykorzystywane są przede wszystkim brązy, które są odporne na korozję oraz ścieranie, a jednocześnie dają się łatwo polerować; zaletą w tym przypadku jest także możliwość łączenia elementów modelu przez lutowanie;
- ❑ stopy aluminium - najczęściej są to siluminy (stopy Al i Si), które są łatwo obrabialne i dają możliwość uzyskania gładkiej powierzchni przez polerowanie.

Modele metalowe bardzo często wykonuje się jako puste wewnątrz, przez co znacząco zmniejsza się ich masę. Wykonuje się je w drodze odlewania lub obróbki wiórowej. W przypadku wytwarzania modeli przez odlewanie wykonuje się najpierw drewniany model wstępny (tzw. model matka), uwzględniający podwójny skurcz materiału (tj. skurcz materiału modelu i skurcz tworzywa odlewniczego). Przykłady modeli wykonanych z metalu pokazano na rys. 10.5.

Modele ceramiczne

Do wytwarzania modeli i płyt modelowych wykorzystywane są czasami także materiały ceramiczne, takie jak:

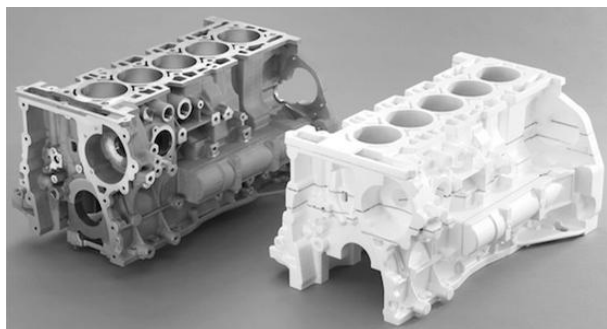
- ❑ gips, czyli dwuwodny siarczan wapnia $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ (zawierający ok. 21% wody), którego podstawową wadą jest mała wytrzymałość;
- ❑ gips modelarski - półwodny siarczan wapnia $\text{CaSO}_4 \cdot \frac{1}{2}\text{H}_2\text{O}$, którego zalety to: niski koszt, łatwość wykonania modeli oraz zachowanie objętości po stężeniu;
- ❑ masy cementowe - najczęściej wykorzystuje się mieszaninę cementu portlandzkiego, piasku kwarcowego i wody, z której wykonuje się przede wszystkim płyty modelowe do formowania maszynowego;

- modelit, czyli mieszaninę nieorganicznych związków chemicznych, z których najważniejszym składnikiem jest magnezyt kaustyczny, zapewniający materiałom wysoką wytrzymałość i minimalny skurcz.

Modele z tworzyw sztucznych

Tworzywa sztuczne to związki organiczne (głównie węgla) charakteryzujące się znaczną wytrzymałością, odpornością na działanie czynników chemicznych, dobrą odpornością na zużycie ścierne oraz małą gęstością. Najczęściej do wytwarzania modeli, zwłaszcza przy średniej wielkości produkcji, stosuje się:

- winidur (polichlorek winylu bez dodatku zmiękczaczy i wypełniaczy), który można obrabiać mechanicznie, prasować (w temperaturze $100 \div 130$ °C), spawać (w strumieniu gorącego powietrza w temperaturze $175 \div 210$ °C) oraz sklejać; tworzywo to wykorzystywane jest też do wykładania powierzchni modeli i rdzennic drewnianych;
- żywicę epoksydową (chemoutwardzalna żywica syntetyczna) – najczęściej wykorzystywane są żywice syntetyczne Epidian 4 lub 5, z których po dodaniu wypełniaczy (mączka krzemowa lub szklana, cement, gips, grafit) odlewane są modele; utwardzanie modelu, przeprowadzane w temperaturze podwyższonej lub pokojowej, przebiega z bardzo małym skurczem oraz bez skłonności do tworzenia pęknięć wewnętrznych;
- laminaty (tworzywa warstwowe z żywic wzmacnianych tkaniną szklaną), które odznaczają się dobrą wytrzymałością przy małej gęstości; laminowanie modeli przeprowadza się w formach z drewna, gipsu i stopów metali; najpierw formę pokrywa się oddzielaczem (np. roztworem wosku w trójchloroetylenie), a po jego wyschnięciu nanosi się warstwę żywicy, przykładają tkaniną szklaną, którą przesyca się żywicą, najczęściej nakładaną za pomocą pędzla; procedurę tę powtarza się uzyskując kolejne warstwy, których liczba zależy od wielkości, stopnia skomplikowania i przeznaczenia modelu;
- styropian (spieniony polistyren), odznaczający się bardzo dużą porowatością i małą gęstością ($15 \div 30$ kg/m³); z materiału tego wykonuje się modele naturalne, które nie wymagają rdzeni, nie mają części luźnych i mogą być sklejane z szeregu elementów; styropian wykorzystywany jest przy produkcji jednostkowej odlewów o kształcie złożonym oraz odlewów artystycznych, jak również w produkcji seryjnej części stosowanych w motoryzacji (rys. 10.6); model wykonany z tego materiału po zaformowaniu pozostaje w formie i jest wypalany przez ciekły metal, którym zalewana jest forma odlewnicza.



Rys. 10.6. Styropianowy model wykorzystywany do odlewania metodą wytapianych modeli oraz blok silnika otrzymany w tym procesie [68]

10.2.3. Podstawy konstrukcji modelu

Prawidłowa konstrukcja modelu i rdzennicy decyduje o udanym przebiegu procesu odlewania. Głównymi parametrami modeli odlewniczych, przyjmowanymi w czasie ich konstruowania, są: naddatki na skurcz, naddatki na obróbkę mechaniczną, zbieżność oraz zaokrąglenia krawędzi.

Pierwszy etap konstrukcji zespołu modelowego stanowi opracowanie koncepcji wytwarzania danego odlewu. Należy wówczas m.in. określić położenie odlewu w formie w trakcie zalewania, od którego zależą: ukształtowanie i podział modelu oraz rdzennicy, sposób formowania, budowa układu wlewowego, wielkość użytych skrzynek odlewniczych itd. Każdy odlew może być wykonany w różnych położeniach, które należy rozważyć biorąc pod uwagę wymagania technologiczne w stosunku do odlewu, jak również własności materiału, z którego wykonuje się odlew. Należy pamiętać o tym by ważne części odlewu, jak również powierzchnie obrabiane były umieszczone w miarę możliwości u dołu. Jest to podyktowane tym, że zanieczyszczenia ciekłego metalu w postaci żużla lub cząstek wypłukanej masy wypływają ku górze odlewu. Tam też uchodzą gazy rozpuszczone w materiale, które tworzą wewnątrz odlewu pęcherze. W przypadku, gdy nie ma możliwości ułożenia odlewu częściami obrabianymi ku dołowi (np. ze względu na kształt uniemożliwiający wyjęcie modelu z formy) to powierzchnie obrabiane powinny być ustawione pionowo lub przynajmniej pochyło.

Podczas projektowania modeli należy także kierować się możliwością dogodnego ich formowania. W przypadku odlewów o kształcie najprostszym stosuje się modele niedzielone. Natomiast dla odlewów o kształtach skomplikowanych należy dobrać powierzchnię podziału modelu, tak by ułatwić jego wyjęcie z formy (zazwyczaj jest to płaszczyzna, która przechodzi przez największy przekrój odlewu). O ile to możliwe należy przyjmować tylko jedną powierzchnię podziału i to najlepiej płaską (płaszczyzna), gdyż taki podział ułatwia składanie formy.

Wymiary modelu muszą być zwiększone w stosunku do wymiarów odlewu o wielkość naddatku na skurcz odlewniczy, zgodnie z zależnością:

$$l_m = l_0 + \frac{s \cdot l_0}{100} \quad (10.1)$$

gdzie: l_m - wymiar modelu, l_0 - wymiar odlewu, s - skurcz wyrażony w % (tab. 10.1).

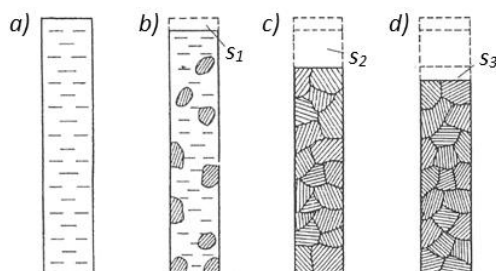
Skurcz odlewniczy ujmuje trzy rodzaje skurczu, przedstawione na rys. 10.7. Są to:

- skurcz w stanie ciekłym s_1 (rys. 10.7b), który związany jest ze zmniejszeniem się temperatury ciekłego materiału od temperatury zalewania do temperatury początku krzepnięcia;
- skurcz w czasie krzepnięcia s_2 (rys. 10.7c), określane także mianem skurczu objętościowego, którego występowanie związane jest ze zmianą stanu skupienia materiału odlewu; skurcz ten jest częstą przyczyną powstawania w odlewie jam skurczowych oraz rzadzisz;
- skurcz w stanie stałym s_3 (rys. 10.7d), który występuje od momentu całkowitego skrzepnięcia materiału, do jego całkowitego ostygnięcia; jest on przyczyną powstawania w odlewie naprężeń odlewniczych mogących doprowadzić do pacerzenia odlewu, a w skrajnych wypadkach nawet do utworzenia pęknięć.

Tab. 10.1. Wartości skurczu liniowego odlewów wykonywanych z różnych stopów [14]

Rodzaj stopu	Wartość skurczu w % wymiaru odlewu
Żeliwo szare	0,7 ÷ 1,0
Żeliwo ciągliwe białe	1,4 ÷ 2,0
Żeliwo ciągliwe czarne	1,0 ÷ 1,8
Staliwo	1,0 ÷ 2,3
Brązy	1,2 ÷ 2,2
Mosiądze	1,5 ÷ 2,3
Stopy aluminium	0,8 ÷ 1,6
Stopy magnezu	1,1 ÷ 1,3

Na powierzchniach odlewu, na których przewidywana jest obróbka skrawaniem stosuje się nadatki na obróbkę mechaniczną. Wielkość tych nadatków jest znormalizowana i zależy od rodzaju materiału odlewanego, wielkości i kształtu odlewu oraz od zastosowanej technologii odlewania. Przykładowo, dla odlewów żeliwnych małych przyjmuje się nadatki w zakresie 2÷5 mm, dla odlewów średnich 5÷7 mm, a dla odlewów dużych 7÷15 mm. W przypadku odlewów stalowych należy stosować nadatki o 1,5÷2 razy większe niż dla odlewów żeliwnych. Natomiast odlewy ze stopów metali nieżelaznych wymagają zwykle mniejszych nadatków od stosowanych w odlewnictwie żeliwa.

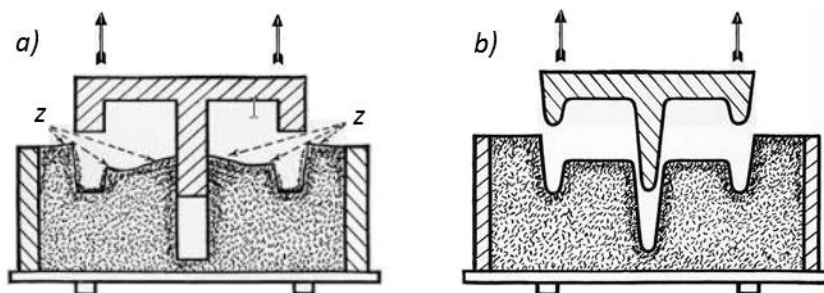


Rys. 10.7. Schemat ilustrujący tworzenie się skurczu odlewniczego; opis w tekście [79]

Czasami projektując model odlewniczy należy uwzględnić nadatki technologiczne, których stosowanie umożliwia uzyskanie odlewu wolnego od wad, ułatwia wykonanie formy odlewniczej lub ułatwia obróbkę mechaniczną odlewu. Do tej grupy zaliczane są następujące nadatki [107]:

- ❑ powodujące niewykonanie w odlewie otworów, osadzeń, rowków i wnęk;
- ❑ w miejscach odcinania nadlewów;
- ❑ w postaci łączników zabezpieczających odlew przed odkształceniem;
- ❑ w postaci żeber skurczowych zapobiegających pękaniu odlewu;
- ❑ stosowane w celu skompensowania skurczu odlewu odbiegającego w pewnych kierunkach od przyjętego;
- ❑ wynikające z pochyłości odlewniczych (zbieżności) ścian modelu;
- ❑ w formie nadlewków do uchwycenia odlewu podczas obróbki mechanicznej.

W celu ułatwienia wyjmowania modeli z form ich powierzchniom roboczym nadaje się zbieżności (pochylenia odlewnicze), które mierzy się albo odchyleniem ścianki od pionu, albo kątem pochylenia tej ścianki (rys. 10.8). Rozróżnia się przy tym zbieżności konstrukcyjne i technologiczne (odlewnicze). Wielkość zbieżności uzależniona jest od

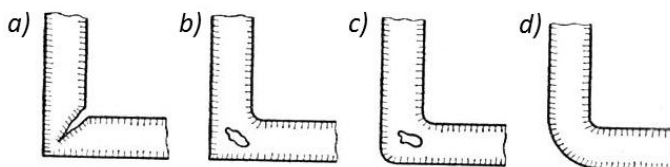


Rys. 10.8. Wyjęcie modelu: a) bez zbieżności, b) posiadającego zbieżność; z - zniekształcenie powierzchni formy; na podstawie [89]

wysokości modelu, jego rodzaju oraz sposobu formowania. Konkretnie wartości pochyłości odlewniczych dobierane są na podstawie odpowiednich norm.

Ważnym parametrem wpływającym na własności użytkowe odlewu są zaokrąglenia krawędzi. Ich brak (ewentualnie zły dobór) jest przyczyną licznych wad (rys. 10.9), takich jak: naderwanie, pęknięcia, jamy skurczowe. Promienie zaokrąglenia krawędzi dobiera się z norm, opracowanych dla konkretnych materiałów (stopów odlewniczych).

Rys. 10.9. Wady odlewów spowodowane niewłaściwym zaokrągleniem krawędzi: a) naderwanie i pęknięcie, b) i c) jamy skurczowe, d) odlew bez wad [161]



10.3. Układ wlewowy

10.3.1. Zadania i rodzaje układu wlewowego

Układ wlewowy to system kanałów w formie odlewniczej, za pomocą których wypełnia się wnękę formy ciekłym tworzywem. Do podstawowych zadań układu wlewowego zalicza się:

- ❑ doprowadzenie ciekłego tworzywa (metal, stopu) do wnęki formy;
- ❑ zabezpieczenie odlewu przed zanieczyszczeniem żużlem i cząstkami masy formierskiej w trakcie zalewania formy;
- ❑ zasilanie odlewu ciekłym tworzywem w czasie jego krzepnięcia;
- ❑ zapewnienie równomiernego krzepnięcia i stygnięcia odlewów.

Ze względu na realizację wymienionych powyżej zadań typowy układ wlewowy, pokazany na rys. 10.10, dzieli się na dwie następujące części:

- ❑ doprowadzającą ciekły materiał do formy (poz. 1÷6, rys. 10.10);
- ❑ zasilającą odlew ciekłym materiałem w trakcie jego krzepnięcia (pozycje 7 i 8, rys. 10.10).

W praktyce nie zawsze wykorzystywane są wszystkie, pokazane na rys. 10.10, elementy układu wlewowego. Ich występowanie uzależnione jest m.in. od tworzywa odlewu, jego kształtu, grubości ścianek oraz przeznaczenia.

Układy wlewowe można podzielić ze względu na:

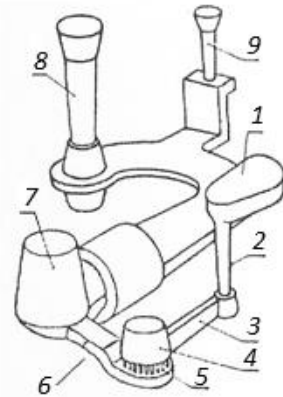
- kierunek doprowadzenia materiału do wnętrza formy, wyróżniając:
 - układ wlewowy poziomy (rys. 10.11a),
 - układ wlewowy pionowy (rys. 10.11b),
 - układ wlewowy ukośny (rys. 10.11c);
- prędkość końcową strumienia materiału, na:
 - układ wlewowy otwarty (niehamujący),
 - układ wlewowy zamknięty (hamujący).

10.3.2. Elementy układu wlewowego

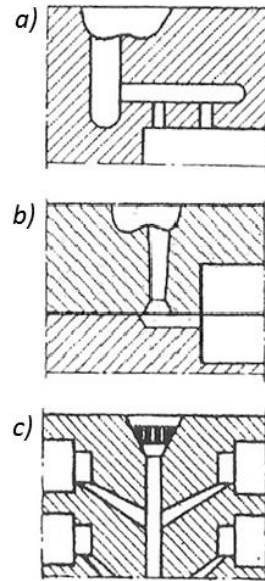
Zbiornik wlewowy (poz. 1, rys. 10.10), do którego wlewa się ciekły materiał z kadzi ma za zadanie ułatwić wprowadzenie materiału do wlewu głównego. Jednocześnie ma on zapewnić ciągłość zalewania oraz zatrzymać żużel i inne zanieczyszczenia. W trakcie zalewania formy zbiornik wlewowy powinien być zawsze wypełniony. W praktyce stosuje się różne typy zbiorników wlewowych, w zależności od rodzaju odlewanej materiału. Najprostszym z nich, wykonany w kształcie lejki (rys. 10.12a), jest stosowany przy odlewaniu staliwa. Natomiast w przypadku wykonywania odlewów żeliwnych stosuje się zbiorniki wlewowe w kształcie czaszy (gruszki) - rys. 10.12b.

Wlew główny (poz. 2, rys. 10.10) ma najczęściej kształt pionowego kanału o przekroju okrągłym i niewielkiej zbieżności na długości. Łączy on zbiornik wlewowy z belką wlewową (poz. 3, rys. 10.10), stanowiącą kanał poziomy, który zwykle umieszczany jest w części górnej formy. Zadaniem belki wlewowej jest zatrzymanie resztek żużla występującego (ze względu na małą gęstość) w górnych warstwach ciekłego tworzywa. W przypadku układów wlewowych zamkniętych pole przekroju poprzecznego belki wlewowej musi być większe od sumy pól powierzchni przekrojów wlewów doprowadzających (poz. 6, rys. 10.10) i jednocześnie mniejsze od pola powierzchni przekroju wlewu głównego.

Odzuźlacz (poz. 4, rys. 10.10) jest częścią układu wlewowego, w której zatrzymywane są zanieczyszczenia niemetaliczne. Na ogół współpracuje on z filtrem wle-

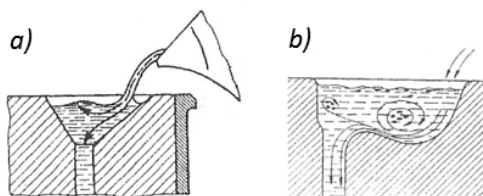


Rys. 10.10. Typowy układ wlewowy (otwarty): 1 - zbiornik wlewowy, 2 - wlew główny, 3 - belka wlewowa, 4 - odzuźlacz, 5 - filtr wlewowy, 6 - wlew doprowadzający, 7 - nadlew zamknięty, 8 - nadlew otwarty, 9 - przelew [14]



Rys. 10.11. Rodzaje układów wlewowych: a) poziomy, b) pionowy, c) ukośny [79]

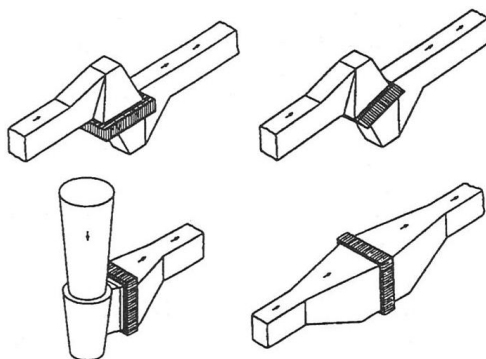
wowym (poz. 5, rys. 10.10) mającym kształt porowatych płytek kwadratowych lub okrągłych, o grubości od kilkunastu do dwudziestu kilku milimetrów. Filtry te wykonane są z żaroodpornego materiału ceramicznego i mogą być usytuowane w różny sposób w układzie wlewowym, np. tak jak pokazano na rys. 10.13.



Rys. 10.12. Zbiornik wlewowy: a) w kształcie lejka, b) w kształcie czaszy; na podstawie [79]

Wlew doprowadzający (poz. 6, rys. 10.10) stanowi część układu wlewowego, przez którą ciekłe tworzywo dostaje się bezpośrednio do wnęki formy. Ilość wlewów doprowadzających oraz ich przekroje poprzeczne dobierane są w zależności od objętości wnęki i czasu jej zalewania. Najczęściej wykorzystuje się wlewy o przekrojach poprzecznych trójkątnych, półokrągłych i trapezowych, mających grubość mniejszą od grubości ścianki odlewu, do której są one odprowadzone.

Nadlew zakryty (zasilacz boczny) (poz. 7, rys. 10.10) to część układu wlewowego, która ma za zadanie zasilić odlew (lub jego część) ciekłym tworzywem w trakcie jego krzepnięcia oraz zatrzymać zanieczyszczenia niemetaliczne. Podobną rolę spełnia nadlew odkryty (górny) (poz. 8, rys. 10.10), który dodatkowo ułatwia odprowadzenie z formy gazów i powietrza. Nadlew ten podobnie jak przelew (wychód) (poz. 9, rys. 10.10) osłabia uderzenie ciekłego materiału o górną część formy oraz sygnalizuje moment całkowitego wypełnienia formy.



Rys. 10.13. Typowe sposoby umieszczenia filtrów w układzie wlewowym [105]

10.4. Materiały formierskie

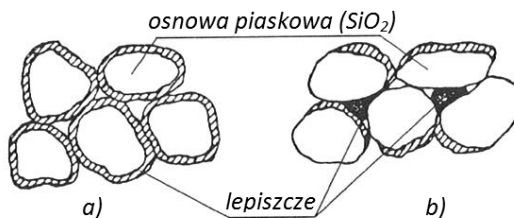
Materiały formierskie służą do wykonywania form i rdzeni. Dzielą się one na materiały podstawowe, obejmujące piaski i materiały wiążące, oraz pomocnicze stanowiące różne dodatki organiczne i nieorganiczne ułatwiające uzyskanie konkretnych właściwości. Mieszaninę podstawowych i pomocniczych materiałów formierskich, otrzymaną wg określonego sposobu, w zależności od jej przeznaczenia nazywa się masą formierską lub masą rdzeniową.

10.4.1. Podstawowe materiały formierskie

Piaski formierskie

Podstawowe materiały formierskie stanowią przede wszystkim piaski kwarcowe, które powinny zawierać jak najmniej domieszek roślinnych i zanieczyszczeń in-

nymi materiałami. Piaski te składają się z osnowy piaskowej (ziaren kwarcu SiO_2 o wymiarach $0,02 \div 3,3$ mm) zajmującej powyżej 65% objętości oraz z lepiszcza (ziarna różnych materiałów o wielkości mniejszej od $0,02$ mm), zajmującego pozostałą objętość. Ziarna osnowy są otoczone przez warstewkę lepiszcza, która może być rozłożona w sposób równomierny lub nierównomierny. Ponadto, lepiszcze może być także ulokowane w przestrzeni pomiędzy ziarnami, w sposób pokazany na rys. 10.14.



Rys. 10.14. Ziarna piasku formierskiego otoczone lepiszczem: a) równomierna warstwa lepiszcza, b) nierównomierna warstwa lepiszcza, zajmującego również przestrzenie między ziarnami [62]

W uzasadnionych przypadkach (np. w celu uzyskania większej ognioodporności, zmniejszenia rozszerzalności cieplnej) osnowę poza piaskiem kwarcowym mogą stanowić także inne materiały, takie jak:

- ❑ chromit w postaci ziarnistej, zawierający minimum 86% CrO_2 , który odznacza się ogniotrwałością powyżej 1880 °C; stosowany do wykonywania form i rdzeni wykorzystywanych w produkcji ciężkich odlewów stalowych;
- ❑ cyrkon mający ogniotrwałość powyżej 1800 °C, który najczęściej wykorzystywany jest jako masa przymodelowa do form i rdzeni w produkcji ciężkich odlewów stalowych;
- ❑ szamot formierski, który otrzymywany jest przez wypalenie gliny ogniotrwałej o odpowiedniej ziarnistości i ogniotrwałości powyżej 1650 °C; stosowany do wykonywania form na ciężkie odlewy stalowe;
- ❑ silimanit, czyli wypalone i drobno zmielone kruszywo zawierające do 60% Al_2O_3 , które ma ogniotrwałość do 1800 °C; stosowany do wykonywania form precyzyjnych wykorzystywanych np. w metodzie Shawa;
- ❑ magnezyt (o ogniotrwałości powyżej 1800 °C) stosowany w postaci ziarnistej, jako masa przymodelowa w formach i rdzeniach wykorzystywanych w produkcji ciężkich odlewów stalowych.

Właściwości piasków formierskich określa nie tylko ich skład mineralny i chemiczny, ale także:

- ❑ kształt ziaren piasku, które mogą być okrągłe, zaokrąglone i kanciaste, a ich powierzchnia gładka, spękana lub chropowata; najlepsze rezultaty uzyskuje się korzystając z ziaren okrągłych o gładkiej powierzchni;
- ❑ wielkość i jednorodność ziaren, którą określa się stosując tzw. analizę sitową, polegającą na przesiewaniu piasku przez 8 kolejnych sit o prześwicie oczek od $0,63$ do $0,056$ mm;
- ❑ jakość lepiszcza.

Materiały wiążące

Najważniejszymi materiałami wiążącymi są gliny formierskie, które podobnie jak piaski formierskie składają się z osnowy piaskowej i lepiszcza, zajmującego w tym

przypadku ponad 50% objętości materiału (im lepsza jest więcej glina ma lepsze własności wiążące). Jakość gliny zależy także od składu mineralogicznego lepiszcza, ze względu na który wyróżnia się:

- ❑ gliny kaolinitowe, zawierające głównie kaolinit $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, mające ogniotrwałość rzędu 1790 °C;
- ❑ gliny ilitowe, które w stosunku do glin kaolinitowych mają zwiększoną zawartość tlenków, takich jak Fe_2O_3 , CaO, MgO;
- ❑ gliny montmorylonitowe zawierające głównie montmorylonit $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ i wykazujące doskonałe własności wiążące, które są jednak łatwo tracone i to nawet w temperaturze otoczenia.

Odrębną grupę materiałów wiążących stanowią spoiwa, które dzieli się głównie ze względu na sposób wiązania. Kierując się tym kryterium wyróżnia się spoiwa:

- ❑ wiążące w drodze reakcji chemicznych, np.: pokost, olej talowy, olej lniany, szkło wodne sodowe, żywica fenolowo-formaldehydowa, żywica mocznikowo-formaldehydowa, cement, krzemian etylu, gips;
- ❑ wiążące w drodze krzepnięcia, do których zalicza się produkty smołowe oraz kalafonię;
- ❑ wiążące przez wyschnięcie (odwodnienie), np.: melasa, ług posiarzynowy, skrobia oraz kleje.

Wymienione powyżej spoiwa dodatkowo dzielą się na trzy klasy w zależności od ich wytrzymałości na rozciąganie w stanie suchym (lub po związaniu).

10.4.2. Pomocnicze materiały formierskie

Do najważniejszych materiałów pomocniczych, wykorzystywanych przy wykonywaniu form i rdzeni, zalicza się:

- ❑ materiały zapobiegające przylepianiu się masy do modelu; najczęściej są to: pudry formierskie (otrzymywane z nasion rośliny licopodium), mączka kwarcowa z dodatkiem stearyny, ropa lub nafta (do smarowania powierzchni modeli i rdzennic) oraz wosk Montana (do powlekania płyt skorupowych);
- ❑ materiały zabezpieczające masę przed przypaleniem do odlewu (pełniące rolę powłoki ochronnej), takie jak:
 - pył węgla kamiennego stanowiący podstawowy dodatek masy formierskiej,
 - grafit koloidalny wykorzystywany do smarowania form metalowych przy odlewaniu stopów metali nieżelaznych,
 - grafit czarny (bezpостaciowy), stosowany jako składnik ciekłych materiałów powłokowych,
 - pył koksowy, z którego wyrabia się czernidła;
- ❑ materiały zwiększające podatność i przepuszczalność form i rdzeni, np.: trociny, torf, słoma, wełna drzewna.

10.4.3. Masy formierskie i rdzeniowe

Klasyfikacja mas formierskich i rdzeniowych

Masę formierską stanowi dobrana w odpowiednim stosunku oraz przerobiona w określony sposób w urządzeniach specjalnych mieszanina podstawowych i pomocniczych materiałów formierskich, która przeznaczona jest do wykonywania form. W przypadku, gdy masa ta służy do wyrobu rdzeni to nazywana jest masą rdzeniową.

Masy formierskie i rdzeniowe można podzielić na szereg sposobów. I tak dzieli się je ze względu na:

- ❑ rodzaj osnowy na masy kwarcowe, chromitowe, magnezytowe, szamotowe i inne;
- ❑ przeznaczenie na masy do odlewów żeliwnych, stalowych oraz z metali nieżelaznych;
- ❑ wilgotność formy na masy do odlewania na wilgotno, w stanie podsuszonym, na sucho i w stanie wypalonym;
- ❑ zastosowanie przy formowaniu na masy:
 - przymodelowe o lepszych właściwościach, których warstwę o grubości 30÷50 mm nanosi się bezpośrednio na model; stosowane w produkcji jednostkowej lub małoseryjnej;
 - wypełniające, gorsze jakościowo, które służą do wypełnienia formy po zaformowaniu modelu za pomocą masy przymodelowej;
 - jednolite, stosowane przy wytwarzaniu maszynowym form, gdzie korzystanie z dwóch rodzajów mas jest nieekonomiczne;
- ❑ stopień zużycia na masy:
 - nowe, sporządzane z nowych materiałów formierskich;
 - używane, które są wybite z form po zakrzepnięciu odlewów;
 - odświeżone, sporządzane poprzez zmieszanie mas używanych z nowymi materiałami formierskimi;
 - zużyte, które nie nadają się do ponownego użycia wskutek nadmiernego przepalenia lub zanieczyszczenia;
- ❑ skład na masy:
 - naturalne, składające się głównie z piasków formierskich zawierających odpowiednią ilość lepiszcza, które stosowane są w odlewniach żeliwa i metali nieżelaznych do wykonywania form wilgotnych i suszonych; masy te charakteryzują się dużą nierównomiernością własności, będącą skutkiem wahań w składzie osnowy i lepiszcza;
 - gliniaste, które zawierają duże ilości gliny formierskiej i są stosowane do wykonywania form i rdzeni za pomocą wzorników; celem zwiększenia przepuszczalności do mas tych dodawane są większe ilości torfu, trocin itp.;
 - półsyntetyczne, otrzymywane przez dodanie do masy naturalnej piasku kwarcowego lub gliny formierskiej, wpływającej na zwiększenie wytrzymałości masy;

- syntetyczne, które składają się z piasku kwarcowego i gliny formierskiej z dodatkiem innych spoiw pochodzenia mineralnego lub organicznego; masy te charakteryzują się stosunkowo dobrymi, równomiernymi (na przekroju formy) własnościami mechanicznymi oraz wybijałnością i są szeroko stosowane w zmechanizowanych odlewniach staliwa i żeliwa;
- ze spoiwami, które sporządza się z piasku formierskiego (kwarcowego lub innego) oraz spoiw (np. szkła wodnego, cementu, żywic).

Własności techniczne mas formierskich

Masy formierskie muszą odznaczać się odpowiednimi własnościami mechanicznymi i cieplnymi, ale to masa rdzeniowa musi być wytworzona z najlepszych i wolnych od zanieczyszczeń materiałów. Dzieje się tak dlatego, że rdzenie pracują w najgorszych warunkach – po zalaniu wnęki formy są one prawie całkowicie otoczone przez krzepnące tworzywo.

Do charakterystycznych i najistotniejszych własności technicznych mas formierskich należą:

- ❑ ogniotrwałość, czyli odporność masy na działanie wysokich temperatur;
- ❑ wytrzymałość na ściskanie R_c , rozciąganie R_m , ścinanie R_t i zginanie R_g - określana na próbkach wilgotnych i suchych;
- ❑ przepuszczalność, rozumiana jako zdolność do odprowadzania gazów z formy;
- ❑ plastyczność – zdolność do dokładnego odwzorowania kształtu modelu lub rdzennicy; przy tym wytworzony rdzeń lub forma nie powinny wykazywać rys, pęknięć i naderwań;
- ❑ płynność, definiowana jako zdolność do rozprzestrzeniania się w całej objętości masy zagęszczenia wywołanego w jednym miejscu;
- ❑ podatność, będąca zdolnością do nie stawiania oporu kurczącemu się odlewowi w trakcie jego krzepnięcia i stygnięcia;
- ❑ trwałość, czyli zdolność masy do powolnego obniżania (utruty) wytrzymałości lub przepuszczalności po każdym użyciu (wykonaniu odlewu);
- ❑ osypliwość, która określa zdolność do osypywania się ziarenek piaski z powierzchni formy lub rdzenia;
- ❑ przylepność, opisująca zdolność przylepiania się masy do powierzchni modelu lub rdzennicy.

Wszystkie wymienione powyżej właściwości masy są oznaczane w laboratorium mas formierskich i decydują zarówno o jakości form i rdzeni, jak i o otrzymywanych przy ich użyciu odlewów.

Przygotowanie mas formierskich i rdzeniowych

Podstawowe i pomocnicze materiały formierskie, wykorzystywane do otrzymywania masy formierskiej lub rdzeniowej, muszą być przygotowane w odpowiedni sposób - niezależnie od tego czy są to nowe, czy używane materiały.

Świeże materiały formierskie przygotowuje się do użycia stosując następujący przebieg operacji:

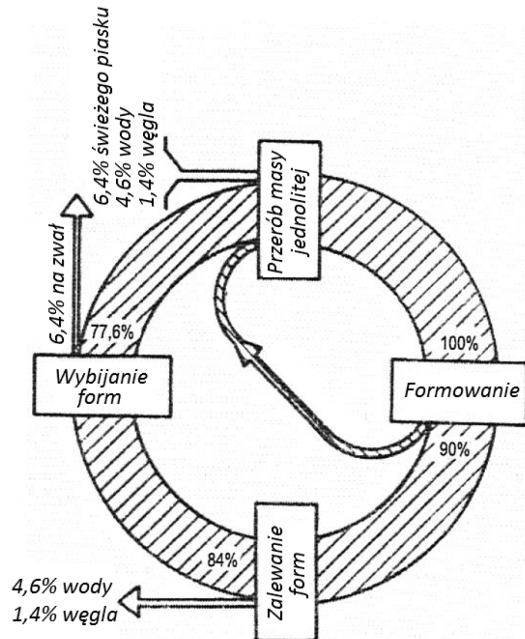
- suszenie, które ma na celu ułatwienie mieszania surowców tworzących masę i jest niezbędne też dla regulowania zawartości wody do poziomu odpowiadającego optymalnym właściwościom technologicznym;
- przesiewanie wstępne, przeprowadzane w celu usunięcia żwiru, kamieni i ciał obcych zanieczyszczających piaski i gliny formierskie;
- rozdrobnienie, którego celem jest zgniecenie zbrylonych materiałów;
- przesiewanie wtórne, zmierzające do uzyskania materiałów o odpowiedniej ziarnistości.

Używana masa formierska pozyskiwana po wybiciu odlewów jest silnie zbrylona oraz zanieczyszczona odpryskami metalu,

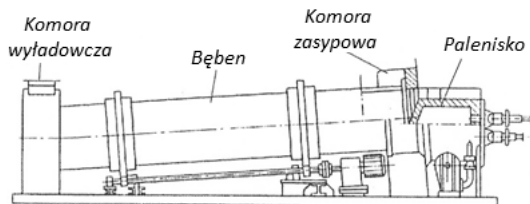
szpilkami formierskimi itd. Dlatego też poddaje się ją wstępnej przeróbce polegającej na: usunięciu zanieczyszczeń metalowych, rozdrobnieniu oraz przesianiu i odpyleniu. Tak przerobiona masa jest mieszana ze świeżymi materiałami podstawowymi (dodawanymi w ilości do 30%) oraz materiałami pomocniczymi. Następnie poddawana jest procesom mieszania i nawilżania; mieszanie jest najważniejszą operacją przygotowywania mas syntetycznych (mieszanina osnowy piaskowej, gliny formierskiej oraz spoiw), która zapewnia ujednoczenie składu oraz równomierne rozprowadzenie gliny i spoiwa na powierzchni ziaren osnowy piaskowej. Ostatnią operacją przed użyciem masy do formowania jest jej spulchnianie. Przykładowy przebieg obiegu użycia i odświeżania masy formierskiej jednolitej pokazano na rys. 10.15.

Prace związane z przeróbką i transportem mas w odlewni przebiegają na ogół w sposób zmechanizowany, a ich realizacja wymaga stosowania szeregu maszyn i urządzeń, takich jak:

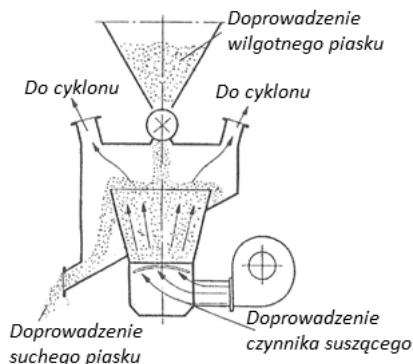
- suszarki, w których suszone są zarówno świeże piaski formierskie jak i masy; w praktyce stosowane są cztery typy suszarni, tj.: poziome stałe, poziome obrotowe (bęnowe), pionowe talerzowe i fluidyzacyjne, z których wybrane pokazano na rys. 10.16;
- przesiewacze stosowane do piasków świeżych lub masy używanej, wykonywane jako: obrotowe, wibracyjne i wahadłowe;
- oddzielacze służące do oddzielania z masy zanieczyszczeń metalowych; w użytku znajdują się głównie oddzielacze elektromagnetyczne (rys. 3.6) oraz fluidalne;



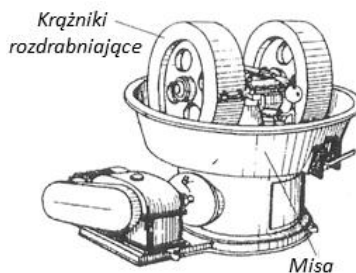
Rys. 10.15. Schemat obiegu i odświeżania masy formierskiej [62]



Rys. 10.16. Suszarnie materiałów i mas formierskich: pozioma obrotowa (u góry) oraz fluidyzacyjna (z boku); na podstawie [79]

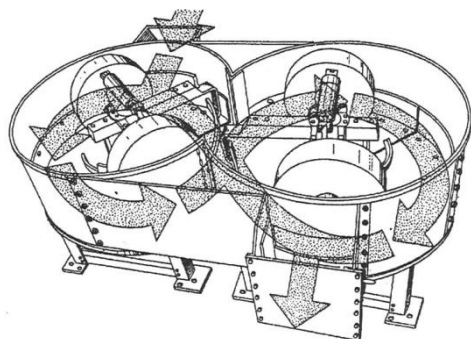


- ❑ kruszarki wykorzystywane do rozdrabniania piasków i mas formierskich; stosowane są kruszarki szczękowe (rys. 3.1), walcowe (rys. 3.2), młotkowe (rys. 3.4), pneumatyczne, młyny kulowe (rys. 3.5) oraz gniotowniki krążnikowe (rys. 10.17);
- ❑ mieszarki spełniające bardzo ważną rolę w procesie wytwarzania mas formierskich i rdzeniowych, polegającą na ich ujednorodnieniu, wpływającym na właściwości technologiczne mas; wykorzystywane są przede wszystkim mieszarki łopatkowe i krążnikowe, które w zależności od konstrukcji mogą pracować w sposób okresowy lub ciągły (rys. 10.18);
- ❑ spulchniarki służące do ujednorodnienia konsystencji przygotowywanej masy oraz do rozluźnienia jej cząstek; w praktyce wykorzystywane są spulchniarki wirnikowe, taśmowe i bębnowe (rys. 10.19).

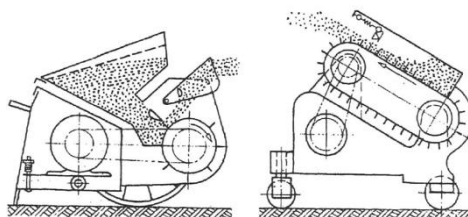


Rys. 10.17. Gniotownik krążnikowy z nieruchomą misą [79]

Wymienione powyżej maszyny i urządzenia mogą być stosowane indywidualnie bądź w określonym zestawieniu.



Rys. 10.18. Zasada działania mieszarki krążnikowej, pracującej w sposób ciągły [79]



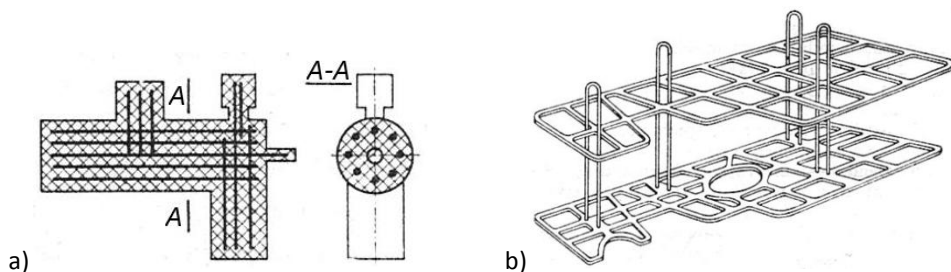
Rys. 10.19. Spulchniarki: bębnowa (po lewej) oraz taśmowa (po prawej) [79]

10.5. Rdzenie odlewnicze

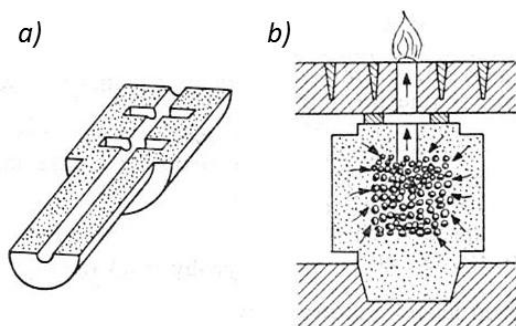
10.5.1. Charakterystyka rdzeni odlewniczych

Rdzenie odlewnicze to części formy odtwarzające zwykle wewnętrzne powierzchnie odlewu. Wykonuje się je ręcznie lub maszynowo z mas rdzeniowych, które powinny zapewniać uzyskanie: dużej wytrzymałości, wysokiej podatności, dobrej przepuszczalności i ogniotrwałości, minimalnej gazotwórczości, dobrej wybijałości i niehigroskopijności. Masy rdzeniowe to na ogół masy syntetyczne składające się z piasku kwarcowego i spoiwa, od którego zwykle biorą swoją nazwę (np. masy olejowe, z żywicami syntetycznymi, ze szkłem wodnym itd.).

W celu zapewnienia rdzeniom odpowiedniej sztywności oraz wytrzymałości wzmacnia się je za pomocą uźebrowania, które w przypadku odlewów małych wykonywane jest z drutu (rys. 10.20a). Przy wykonywaniu odlewów dużych uźebrowania są solidniejsze, a do ich wytworzenia stosuje się różne metody, np. odlewa się je z żeliwa (rys. 10.20b), spawa z kształtowników stalowych lub rurek perforowanych. Z kolei do odprowadzenia z rdzeni gazów (powstających podczas krzepnięcia odlewu) służą kanały odpowietrzające, które wykonuje się ręcznie przez nakłuwanie, wycinanie lub wyciskanie (rys. 10.21a) specjalną płytą odpowietrzającą wyposażoną w modele rowków. Możliwe jest także odpowietrzanie za pomocą wkładek koksowych (rys. 10.21b), sznura woskowego, powrósta ze słomy, trocin lub wiórów drzewnych.



Rys. 10.20. Uźebrowania rdzeni odlewniczych: a) wykonane z drutu, b) odlane z żeliwa [107]

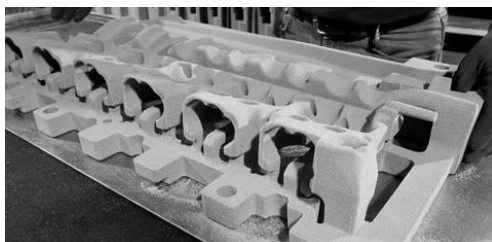


Rys. 10.21. Sposoby odpowietrzenia rdzeni: a) za pomocą kanału odpowietrzającego wyciśniętego specjalną płytą wyposażoną w modele rowków, b) za pomocą wkładki koksowej [107]

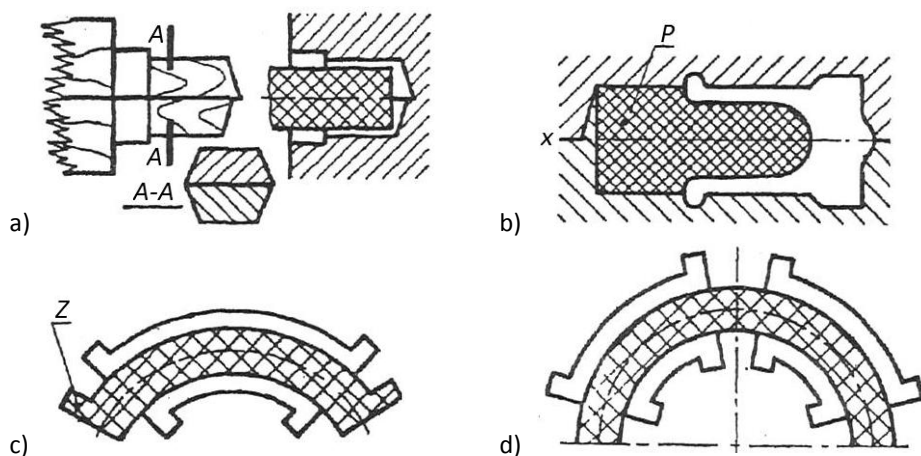
Rdzenie dzieli się w zależności od kształtu na pięć klas. Do klasy I należą rdzenie o skomplikowanych kształtach i bardzo cienkich przekrojach, np. rdzenie wykorzysty-

wane do produkcji silników samochodowych - rys. 10.22. Natomiast do klasy V zalicza się rdzenie duże, które odtwarzają wewnętrzne powierzchnie odlewów ciężkich.

Ważną częścią rdzeni są rdzenniki, które służą do ich zamocowania w formie odlewniczej (w tzw. znakach rdzeniowych). Konstrukcja rdzenników powinna być tak dobrana, by struga ciepłego metalu podczas zapełniania wnęki formy nie spowodowała przemieszczenia rdzenia. W zależności od położenia w formie rozróżnia się znaki rdzeniowe (rdzenniki) poziome i pionowe, których przykłady wraz z zaleceniami do ich stosowania przedstawiono odpowiednio na rys. 10.23 i 10.24.

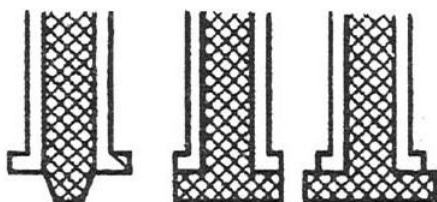


Rys. 10.22. Rdzeń wykorzystywany przy odlewaniu bloku silnika [7]



Rys. 10.23. Poziome znaki rdzeniowe: a) trapezowy wraz z ustawieniem rdzennika w formie, b) z przeciężarem P umożliwiającym zamocowanie rdzenia z jednym rdzennikiem, c) z zamkami Z uniemożliwiającymi obrót rdzenia, d) umożliwiające wykonanie dwóch odlewów bez niebezpieczeństwa związanego z niepożądanym obrotem rdzenia w formie; na podstawie [79]

Rys. 10.24. Pionowe znaki rdzeniowe, których stosowanie uniemożliwia dostanie się masy pod rdzennik, co może spowodować zmianę jego położenia w formie [79]



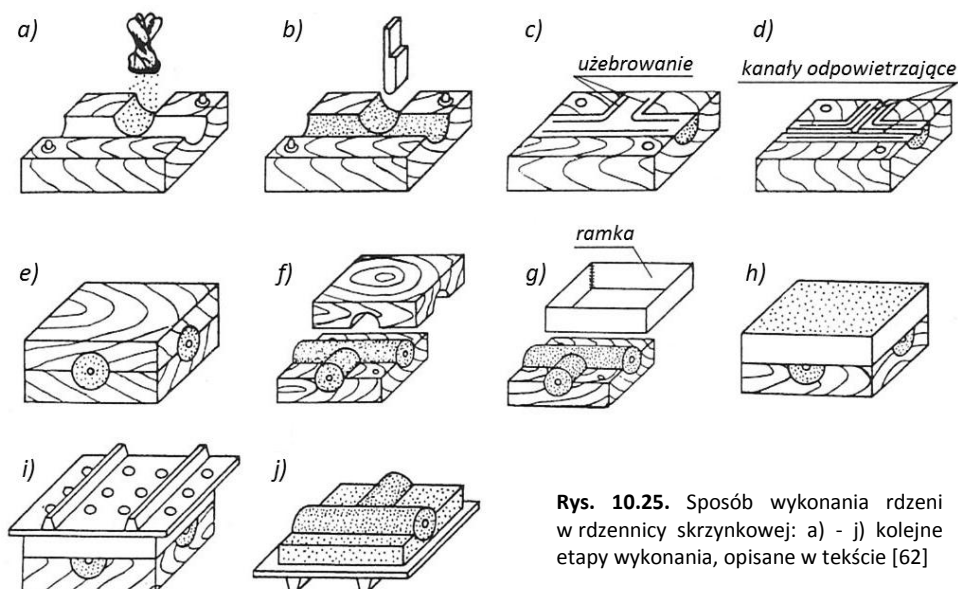
10.5.2. Ręczne wykonywanie rdzeni odlewniczych

Rdzenie odlewnicze można wykonać ręcznie na szereg sposobów, których wybór uzależniony jest od ich kształtu, wielkości oraz planowanej dokładności wymiarowej.

Rdzenie o mniej skomplikowanym kształcie wykonuje się najczęściej w rdzennicach skrzynkowych, wg następującej procedury - przedstawionej graficznie na rys. 10.25:

- ❑ naniesienie na powierzchnie obu części rdzennic pyłu zabezpieczającego przed przyklepaniem się do nich masy rdzeniowej (rys. 10.25a);
- ❑ zagęszczenie masy rdzeniowej w obu częściach rdzennicy (rys. 10.25b) i usunięcie nadmiaru masy za pomocą zgarniaka;
- ❑ założenie uźebrowania (rys. 10.25c) i wykonanie kanałów odpowietrzających (rys. 10.25d);
- ❑ nałożenie warstwy kleju (np. mieszaniny gliny, ługu posiarzynowego i wody) na powierzchnie połówek rdzeni leżące w płaszczyźnie podziału rdzennicy, następnie złożenie i dociśnięcie do siebie obu części rdzennicy (rys. 10.25e);
- ❑ zdjęcie górnej części rdzennicy (rys. 10.25f), które poprzedzone jest rozluźnieniem przyczepności masy rdzeniowej, co uzyskiwane jest np. przez lekkie opukiwanie rdzennicy młotkiem drewnianym;
- ❑ nałożenie na dolną część rdzennicy ramki (rys. 10.25g) i naniesienie na powierzchnię rdzenia warstewki pudru formierskiego;
- ❑ napełnienie ramki używaną masą formierską (rys. 10.25h) bez jej zagęszczenia;
- ❑ nałożenie na ramkę płyty podrdzeniowej (rys. 10.25i);
- ❑ obrót zestawu o 180°, zdjęcie drugiej części rdzennicy oraz ramki (rys. 10.25j).

Innym sposobem, stosowanym w przypadku rdzeni o skomplikowanym kształcie, jest formowanie w rdzennicy z pancernem (rys. 10.26). W tym przypadku rdzennicę i wkładki po oczyszczeniu układa się w pozycji odwrotnej do pokazanej na rysunku. Po wstępnym wypełnieniu rdzennicy masą i jej zagęszczeniu zakładane jest uźebrowanie. Następnie uzupełnia się masę rdzeniową, ponownie się ją zagęszcza, zgarnia się nadmiar

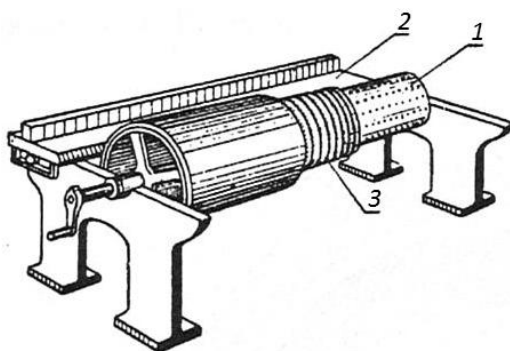


Rys. 10.25. Sposób wykonania rdzeni w rdzennicy skrzynkowej: a) - j) kolejne etapy wykonania, opisane w tekście [62]

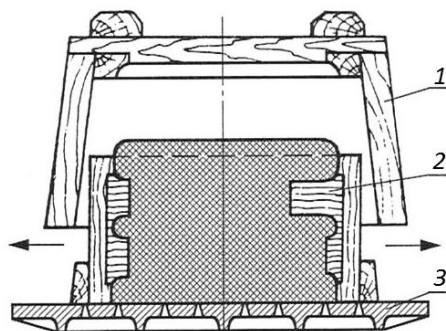
masy i wycina się kanały odpowietrzające. Po wykonaniu tych czynności na rdzennicę nakłada się płytę rdzeniową i obraca się zestaw o 180° (do pozycji pokazanej na rys. 10.26), po czym zdejmuje się pancierz, usuwa się wkładki (w kierunku pokazanym przez strzałki) i przeprowadza się ostateczną naprawę ewentualnych uszkodzeń rdzenia.

W przypadku, gdy rdzenie mają kształt brył obrotowych wytwarza się je za pomocą wzorników. Przykład wykonania rdzenia tą metodą za pomocą tzw. toczaka pokazano na rys. 10.27. Polega ona na nałożeniu na wrzeciono rury służącej za zbrojenie rdzenia, na którą nawija się powrósł ze słomy, a następnie nanosi cienką warstwę gliny. Po wprawieniu wrzeciona w ruch obrotowy w wyniku oddziaływania nieruchomego wzornika uzyskiwany jest pożądany kształt obrotowy rdzenia. Ten sposób wykorzystywany jest przy wykonywaniu rdzeni długich, mających średnice w zakresie 400 ÷ 500 mm. W przypadku rdzeni obrotowych o mniejszych gabarytach do ich wykonania stosuje się wzorniki obracane wokół osi pionowej (rys. 10.28).

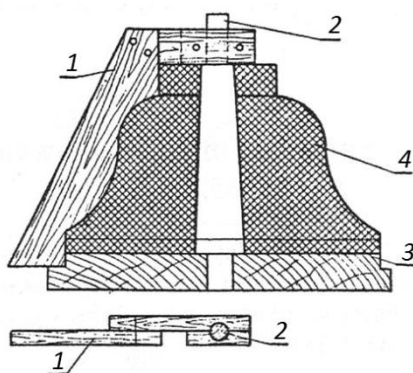
Rdzenie po wytworzeniu poddawane są suszeniu, które ma na celu zwiększenie wytrzymałości i przepuszczalności oraz zmniejszenie ilości gazów wydzielających się w trakcie zalewania wnętrza formy metalem (stopem). Suszenie przeprowadza się za pomocą gorących gazów, promienników podczerwieni oraz prądów wysokiej częstotliwości w suszarkach, które mogą mieć działanie stałe lub okresowe.



Rys. 10.27. Wykonanie rdzenia na tzw. toczaku (na rurze za pomocą wzornika): 1 - rura stalowa, 2 - wzornik, 3 - powrósł ze słomy [133]



Rys. 10.26. Wykonanie rdzenia w rdzennicy z pancierzem: 1 - pancierz, 2 - wkładki, 3 - płyta podrdzeniowa [62]



Rys. 10.28. Wykonanie rdzenia za pomocą wzornika obracanego wokół osi pionowej: 1 - wzornik, 2 - wrzeciono, 3 - płyta podrdzeniowa, 4 - rdzeń [133]

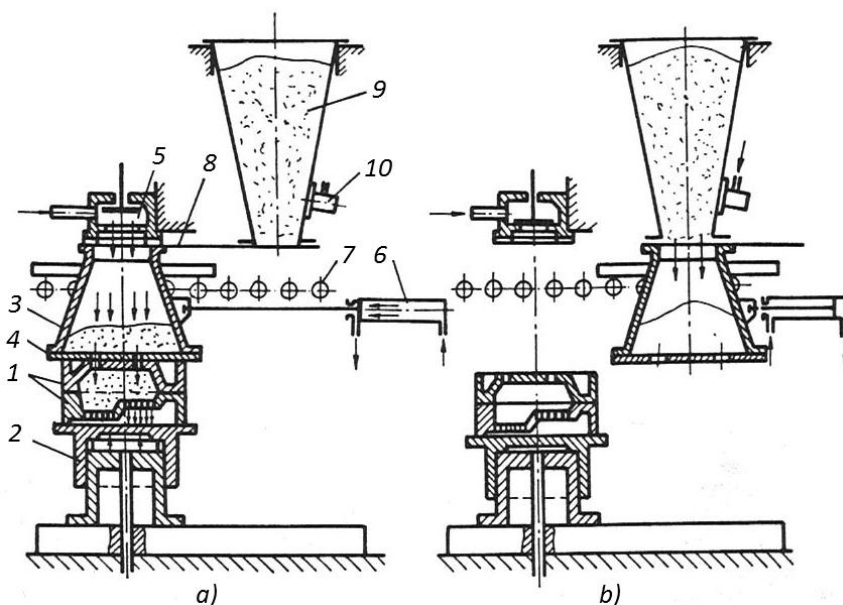
10.5.3. Maszynowe wykonywanie rdzeni odlewniczych

W przypadku produkcji seryjnej i masowej rdzenie wytwarza się maszynowo przy użyciu rdzeniarek. Rezygnuje się wówczas z suszenia rdzeni, gdyż w trakcie obróbki (wyjmowanie z rdzennicy, transport do suszarni, suszenie) dochodzi do ich deformacji, przekładającej się niekorzystnie na dokładność wymiarową odlewów. Zamiast suszenia do utwardzenia rdzeni stosuje się inne sposoby, takie jak: korzystanie z gorącej rdzennicy, przedmuchiwanie masy gazem aktywnym, czy stosowanie różnego rodzaju mas samoutwardzalnych.

Do zagęszczenia masy w rdzennicy stosowane są maszyny (rdzeniarki) o różnej konstrukcji, z których największe zastosowanie znajdują nadmuchiarki i strzelarki. Charakteryzują się one dużą wydajnością, a rdzenie uzyskiwane za ich pomocą odznaczają się dużą dokładnością wymiarową.

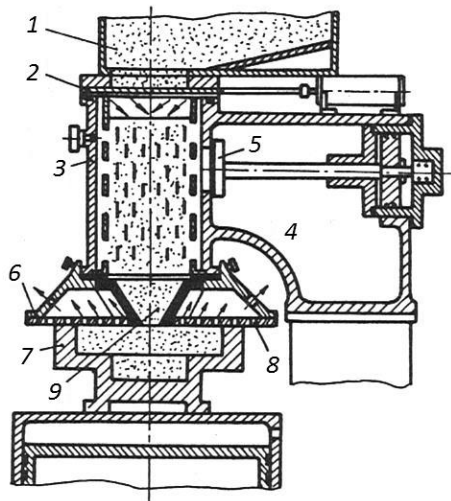
Nadmuchiarki zagęszczają masę w wyniku jej wdmuchiwania do rdzennicy pod wysokim ciśnieniem. Przykład wykonania rdzenia na tej maszynie przedstawiono na rys. 10.29. Na stole 2 nadmuchiarki ustawia się rdzennicę 1, do której przyciska się szczelnie płytę dmuchową 4, znajdującą się na spodzie zbiornika 3, wypełnionego masą rdzeniową. Następnie do zbiornika wprowadza się poprzez rozdzielacz 5 sprężone powietrze, które wdmuchuje przez otwory w płycie masę rdzeniową do rdzennicy i zagęszcza ją, zaś samo uchodzi na zewnątrz przez otwory odpowietrzające.

Strzelarki (rys. 10.30) stanowią odmianę nadmuchiwarek, które zagęszczają masę wskutek nagłego jej przemieszczenia, zachodzącego pod wpływem działania ci-



Rys. 10.29. Schemat wykonania rdzenia w nadmuchiwarce: a) nadmuchiwanie masy rdzeniowej do rdzennicy, b) napełnianie zbiornika nadmuchiarki masą; 1 - rdzennica, 2 - stół nadmuchiarki, 3 - zbiornik z masą, 4 - płyta dmuchowa z otworami, 5 - rozdzielacz sprężonego powietrza, 6 - cylinder napędowy zbiornika, 7 - stół rolkowy, 8 - zasuwa odstojnika masy, 9 - odstojnik z masą, 10 - wibrator (przeciwdziałła zawisom masy) [111]

śnienia powietrza. W trakcie pracy maszyny sprężone powietrze znajdujące się w zbiorniku 4 wdmuchiwane jest poprzez zawór 5 do zbiornika roboczego 3, w którym znajduje się masa rdzeniowa. Prowadzi to do kilkukrotnego wzrostu ciśnienia w zbiorniku 3, doprowadzającego do udarowego wyrzucenia (wyszczerzenia) masy, która poprzez otwór wdmuchowy 9 wprowadzana jest z dużą siłą do rdzennicy 7. Rozprężone powietrze uchodzi z rdzennicy przez otwory 8 wykonane w płycie wdmuchowej 6.



Rys. 10.30. Schemat działania strzelarki: 1 - zbiornik z masą, 2 - zasuwę, 3 - zbiornik roboczy strzelarki z masą, 4 - zbiornik powietrza, 5 - zawór, 6 - płytę wdmuchową, 7 - rdzennicę, 8 - otwory w płycie wdmuchowej, 9 - stożkowy otwór wdmuchowy [111]

10.6. Formy piaskowe formowane ręcznie

Formowanie ręczne stosowane jest głównie w małych odlewniach w produkcji jednostkowej i małoseryjnej, jak również w odlewniach dużych do wykonywania niewielkich serii wielkogabarytowych odlewów, często o skomplikowanym kształcie. Przy czym odlewy małe uzyskiwane są zwykle w formach wilgotnych zaś odlewy duże i ciężkie w formach suszonych.

10.6.1. Narzędzia i przyrządy formierskie

Oprócz modeli do wykonania form odlewniczych niezbędne jest stosowanie skrzynek formierskich, czyli sztywnych ramek mających za zadanie utrzymywanie masy formierskiej, która została uformowana w sposób odtwarzający kształt odlewu. Wykonywane są one ze stali, żeliwa i stopów metali lekkich (np. aluminium, magnezu), przy czym najbardziej rozpowszechnione są skrzynki żeliwne. Przy wytwarzaniu skrzynek stosowane są różne techniki, takie jak odlewanie, spawanie (z profilowanych blach stalowych), czy skręcanie.

W zależności od kształtu skrzynki formierskie dzielą się na kwadratowe, okrągłe i kształtowe. Natomiast ze względu na rozmiar, masę i sposób składania form wyróżnia się skrzynki ręczne i suwnicowe (rys. 10.31), które mogą być duże i małe.

Osobną grupę stanowią tzw. skrzynki usuwalne, które wykorzystywane są przy odlewaniu bezskrzynekowym. W tym przypadku po wykonaniu formy skrzynki zdejmują się lub rozwiera (w zależności od konstrukcji), a na formy zakłada się tzw. żakiety, które zabezpieczają je przed uszkodzeniami w trakcie transportu i podczas zalewania.



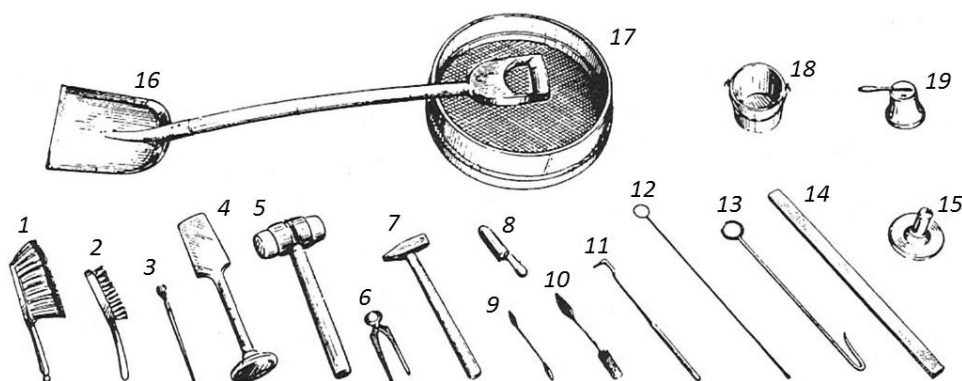
Rys. 10.31. Skrzynki formierskie: ręczna (po lewej) i suwnicowa (po prawej) [3, 129]

Dla ułatwienia odprowadzenia gazów wydostających się z formy w skrzynkach wykonywane są odpowiednie otwory. Natomiast dla zwiększenia sztywności ścianek oraz dla lepszego utrzymywania zagęszczonej masy formierskiej wyobla się lub profiluje ścianki (skrzynki stalowe), ewentualnie uźebrowuje się je (skrzynki żeliwne).

W trakcie prac związanych z ręcznym wykonywaniem form (także rdzeni) stosuje się szereg narzędzi formierskich (rys. 10.32), które można podzielić na dwie zasadnicze grupy. Są to:

- narzędzia przeznaczone do prac przygotowawczych i zgrubnych, do których zalicza się m.in.: nasiewanie i narzucanie masy, zagęszczanie, odpowietrzanie, wyjmowanie modelu; wykonywanie wymienionych czynności umożliwia stosowanie takich narzędzi jak: sita formierskie, łopaty, ubijaki ręczne i pneumatyczne, zgarniaki, pędzle, uchwyty i nakłuwacze;
- narzędzia do prac związanych z wykończeniem form, obejmujących m.in.: podcinanie, naprawy drobnych uszkodzeń i wygładzanie; do tej grupy zalicza się takie narzędzia jak: jaszczurki, gładziki o różnych kształtach, lancety, stopki, paluszki, żmijki i inne.

W odlewniach wykorzystywane są też powszechnie narzędzia pomiarowe (metr skurczowy, cyrkiel drążkowy i prosty, macki zewnętrzne i wewnętrzne, poziomicą, pion), umożliwiające kontrolę wykonania form.



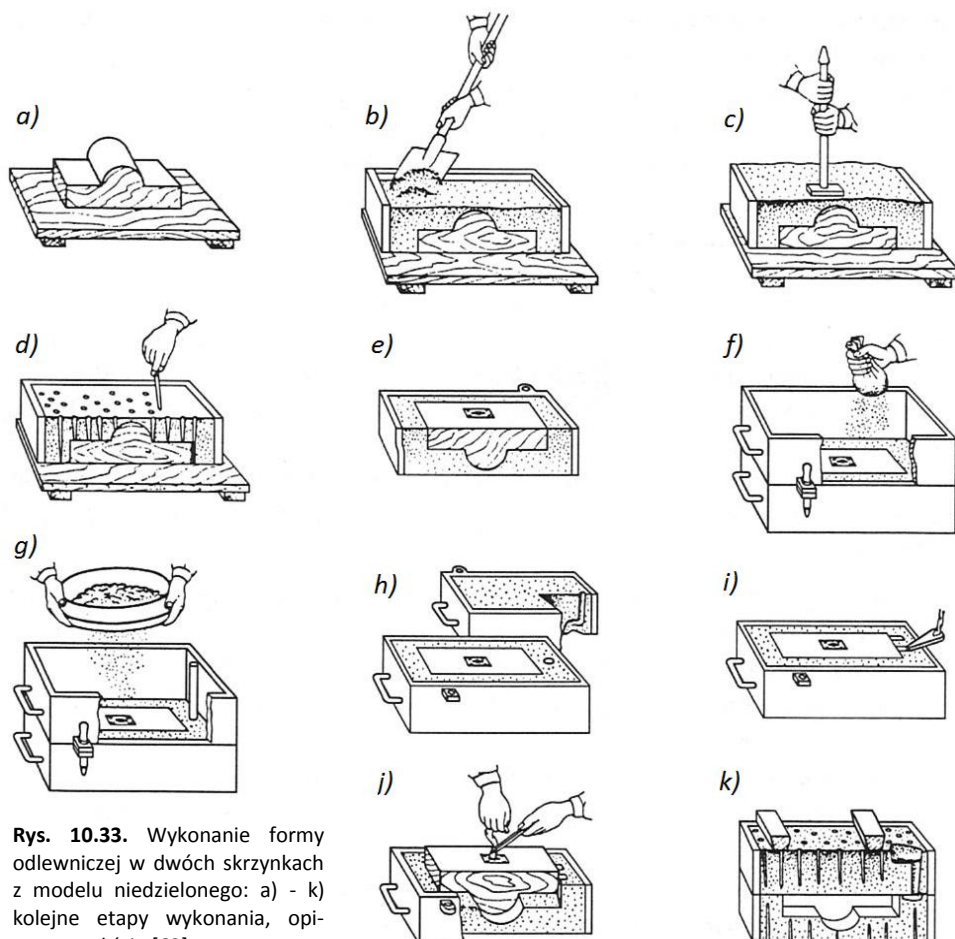
Rys. 10.32. Podstawowe narzędzia formierskie: 1, 2 - szczotki, 3 - pędzel, 4 - ubijak, 5 - młotek drewniany, 6 - obcęgi, 7 - młotek metalowy, 8 - gładzik, 9, 10 - jaszczurki, 11 - haczyk z lancetem, 12 - nakłuwak, 13 - haczyk do wyciągania modeli, 14 - zgarniak, 15 - stopka, 16 - łopatka, 17 - sito, 18 - naczynia no wodę, 19 - rozpylacz [62]

10.6.2. Formowanie w skrzynkach

Formowanie w dwóch skrzynkach z modelu niedzielnego i dzielonego

Formowanie w dwóch skrzynkach jest jednym z najpopularniejszych sposobów wytwarzania form odlewniczych. Dlatego też ten sposób formowania zostanie wykorzystany do dokładnego omówienia czynności związanych z wykonaniem formy (inne przypadki formowania w skrzynkach będą omówione skrótowo). Przebieg wykonania formy odlewniczej w dwóch skrzynkach z modelu niedzielnego, pokazany schematycznie na rys. 10.33, przedstawia się następująco:

- ❑ ułożenie modelu na płycie podmodelowej (desce, stole formierskim) - rys. 10.33a, na którą nakłada się następnie skrzynkę formierską tak, by minimalna odległość pomiędzy jej ściankami a modelem wynosiła $40 \div 50$ mm;
- ❑ pokrycie powierzchni modelu pudrem formierskim zabezpieczającym przed przyklepaniem się masy formierskiej;
- ❑ nałożenie warstwy masy przymodelowej (o grubości $15 \div 20$ mm) lub jednolitej oraz dociśnięcie jej do modelu;



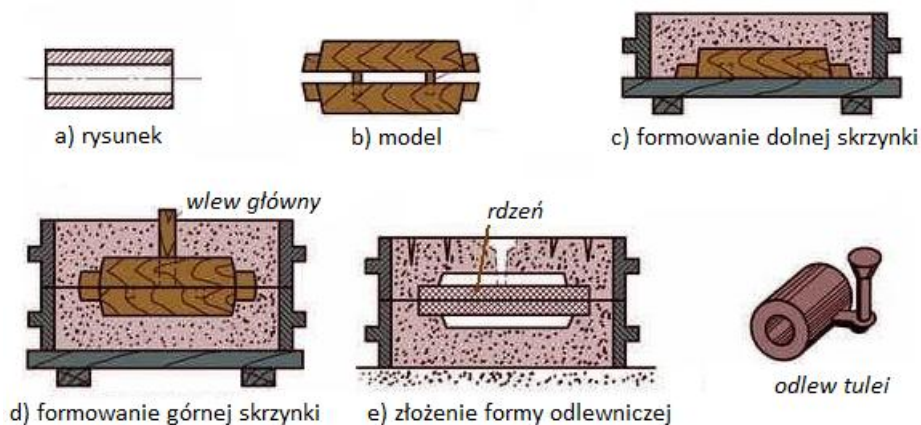
Rys. 10.33. Wykonanie formy odlewniczej w dwóch skrzynkach z modelu niedzielnego: a) - k) kolejne etapy wykonania, opisane w tekście [62]

- ❑ zapełnienie skrzynki masą wypełniającą lub jednolitą (rys. 10.33b) i jej zagęszczenie realizowane tak, by stopień zagęszczenia masy przy ściankach skrzynki oraz w jej narożach był większy niż przy modelu; masę należy zagęszczać warstwami (o grubości 75÷100 mm) za pomocą stożkowej części ubijaka, przy czym ostatnią warstwę należy ubić częścią płaską ubijaka (rys. 10.33c), a nadmiar masy zgarnąć zgarniakiem;
- ❑ wykonanie kanałów odpowietrzających za pomocą nakłuwaka (rys. 10.33d) na głębokość 10÷15 mm od powierzchni modelu; nakłuwaki wykonane są z drutu stalowego o średnicy 3÷5 mm;
- ❑ obrócenie skrzynki z zaformowanym modelem o kąt 180° i ponowne jej ustawienie na płycie podmodelowej (rys. 10.33e);
- ❑ wygładzenie powierzchni podziałowej gładzikiem;
- ❑ nałożenie górnej skrzynki formierskiej i ustalenie jej położenia względem skrzynki dolnej za pomocą sworzni ustalających;
- ❑ pokrycie powierzchni podziałowej formy drobnoziarnistym piaskiem kwarcowym oraz napudrowanie na powierzchnię modelu pudru formierskiego (rys. 10.33f);
- ❑ wykonanie górnej części formy (w sposób identyczny jak dla części dolnej), z umieszczonym w niej modelem wlewu głównego (rys. 10.33g);
- ❑ wykonanie zbiornika wlewowego wokół modelu wlewu głównego;
- ❑ zdjęcie skrzynki górnej i jej odłożenie na płytę podmodelową (rys. 10.33h); ewentualne poprawki na powierzchni podziału formy;
- ❑ wycięcie kanałów układu wlewowego, które lokalizowane są w obu częściach formy (rys. 10.33i); z reguły wlew rozprowadzający wykonuje się w formie górnej, a wlewy doprowadzające w dolnej;
- ❑ nawilżenie masy formierskiej wokół modelu celem zapobieżenia odrywaniu się masy w trakcie wyciągania modelu;
- ❑ poluznienie przylegania masy do modelu następujące wskutek jego opukania, które ułatwia wyciągnięcie modelu z formy;
- ❑ wyciągnięcie modelu z formy (rys. 10.33 j) oraz ewentualna naprawa zauważonych uszkodzeń;
- ❑ oprószenie dolnej oraz górnej części formy pyłem grafitowym lub węgla drzewnego, a w przypadku odlewania do form wysuszonych pokrycie powierzchni czernidłem;
- ❑ złożenie obydwu części formy, założenie zacisków lub obciążenie części górnej formy ciężarkami w celu zapobieżenia jej rozszczelnieniu podczas zalewania wnętrza formy ciekłym metalem (rys. 10.33k).

W przypadku wykonywania formy odlewniczej w dwóch skrzynkach z modelu dzielonego przebieg czynności jest podobny do opisanego powyżej. Z tym, że:

- ❑ po wykonaniu dolnej części formy i jej obróceniu o kąt 180° nakłada się na pozostającą w formie dolnej część modelu jego drugą część (górną), której powierzchnię pokrywa się pudrem formierskim;
- ❑ po wykonaniu górnej części formy wyjmuje się z niej model postępując analogicznie jak podczas wykonywania formy z modelu niedzielonego.

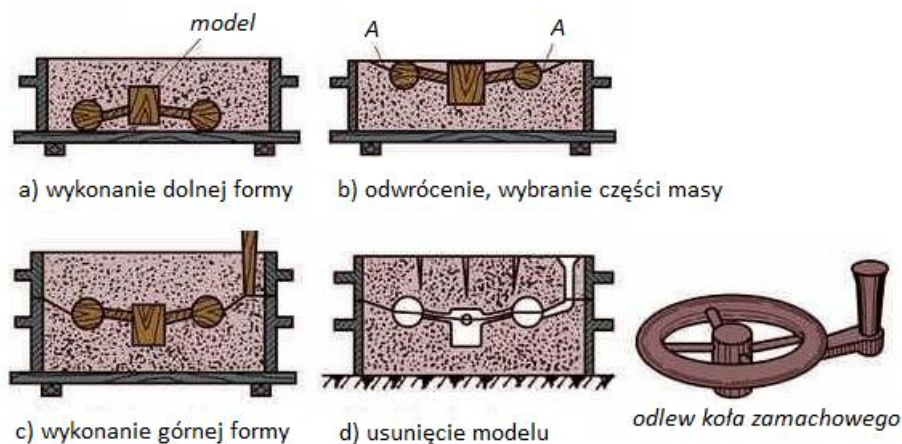
Schemat procesu wykonania formy w dwóch skrzynkach z modelu dzielonego ze znakami rdzeniowymi pokazano na rys. 10.34. W prezentowanym przykładzie przed złożeniem formy umieszcza się w niej rdzeń, osobno wykonany w rdzennicy.



Rys. 10.34. Formowanie formy odlewniczej w dwóch skrzynkach z modelu dzielonego ze znakami rdzeniowymi: a) - e) kolejne etapy wykonania; na podstawie [41]

Formowanie w dwóch skrzynkach z obieraniem z modelu niedzielnego

Formowanie z obieraniem wykorzystywane jest, gdy model ma jedną płaszczyznę umożliwiającą jego ułożenie na płycie podmodelowej, przy czym niemożliwe jest wyjęcie modelu bez uszkodzenia formy odlewniczej. Wykonanie formy rozpoczyna się od ułożenia modelu na płycie podmodelowej, który formowany jest identycznie jak w przypadku modelu niedzielnego (rys. 10.35a). Po odwróceniu formy o 180° i wybraniu (gładzikiem) części masy A uniemożliwiającej wyjęcie modelu (rys. 10.35b) powierzchnię powstałego wgłębienia wygładza się, nadając mu jednocześnie zbieżność niezbędną do wyjęcia zwisającej górnej części formy. Po naniesieniu na powierzchnię



Rys. 10.35. Wykonanie formy odlewniczej w dwóch skrzynkach z modelu niedzielnego z obieraniem: a) - d) kolejne etapy wykonania; na podstawie [41]

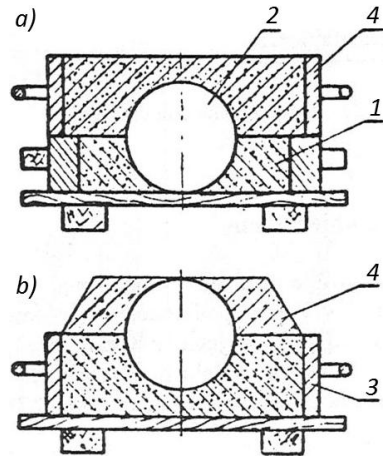
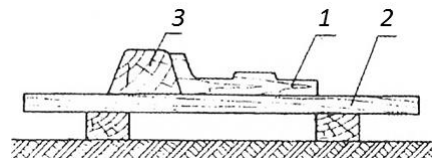
podziału pudru formierskiego wykonywana jest górna część formy (rys. 10.35c), która następnie jest zdejmowana i obracana o kąt 180°. Po wyjęciu modelu forma jest składana i przygotowywana do zalewania (rys. 10.35d).

Formowanie w dwóch skrzynkach z fałszywką

Formowanie z tzw. fałszywką wykorzystywane jest wyłącznie w produkcji małoseryjnej (ze względu na dużą pracochłonność). Wykonanie formy (rys. 10.36) rozpoczyna się w tym przypadku od sporządzenia tzw. fałszywki (formy fałszywej), którą wykonuje się zwykle z masy formierskiej o dużej wytrzymałości, gipsu lub masy cementowej. Na wykonaną fałszywkę nakłada się skrzynkę górną, którą napelnią się materiałem i zagęszcza. Następnie obie części formy (fałszywka i część górna) obracane są o kąt 180° i zdejmowana jest fałszywka. Po czym na górną część formy (z umiejscowionym w niej modelem) nakładana jest skrzynka formierska i wykonywana jest dolna część formy. Po zdemontowaniu obu części formy, wyjęciu modelu i ewentualnym wykończeniu części formy są składane ponownie i przygotowywane do zalania ciekłym metalem (stopem).

Formowanie z fałszywką może być zastąpione przez zastosowanie kształtowej płyty podmodelowej (rys. 10.37), przez co eliminuje się kilkukrotne obracanie form, mające miejsce przy formowaniu z fałszywką.

Rys. 10.37. Kształtowa płyta podmodelowa: 1 - model, 2 - płyta podmodelowa, 3 - część płyty podmodelowej odtwarzająca obranie w formie [79]

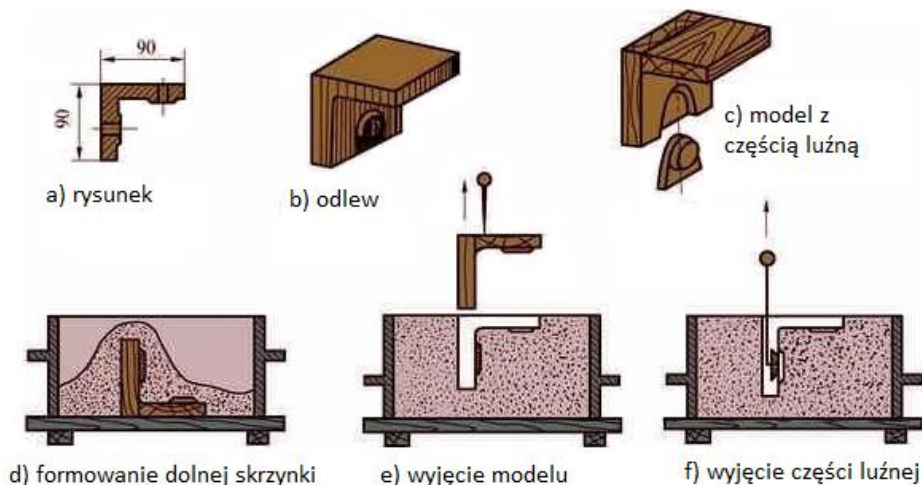


Rys. 10.36. Formowanie w dwóch skrzynkach z fałszywką: a) wykonanie dolnej części formy, b) odwrócona dolna część formy; 1 - fałszywka, 2 - model kuli, 3 - skrzynka dolna, 4 - masa, z której wykonana została fałszywka [35]

Formowanie w dwóch skrzynkach z modelu mającego części luźne

Ta metoda formowania wykorzystywana jest wówczas, gdy model ma występy uniemożliwiające jego wyjęcie z formy (rys. 10.38) i gdy nie można zastosować metody z obieraniem. Występy wykonuje się jako części luźne, które do modelu przytwierdzane są za pomocą szpilek formierskich lub w inny sposób (np. na jaskółczy ogon).

Formowanie rozpoczyna się od zagęszczenia masy wokół modelu prowadzonego do momentu ustalenia jego położenia w formie. Wówczas wyjmują się szpilki przytwierdzające części luźne i wykonuje się kolejno obie części formy, w sposób analogiczny do omówionego uprzednio. Wyjmowanie modelu z formy realizowane jest w dwóch etapach. Najpierw wyjmuje się korpus modelu, a następnie część luźną (rys. 10.38).

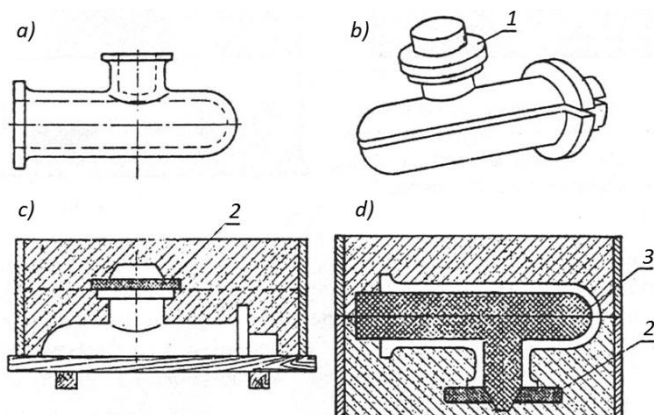


Rys. 10.38. Formowanie w dwóch skrzynkach z modelu mającego części luźne (odejmowane): a) - f) kolejne etapy wykonania; na podstawie [41]

Formowanie w dwóch skrzynkach z rdzeniem płaskim (plackiem)

Ta metoda formowania znajduje zastosowanie m.in. przy wytwarzaniu kolan z kołnierzami. Dzięki wykorzystaniu rdzenia płaskiego (placka) unika się stosowania dodatkowej powierzchni podziału formy, wymagającej użycia kolejnej (trzeciej) skrzynki.

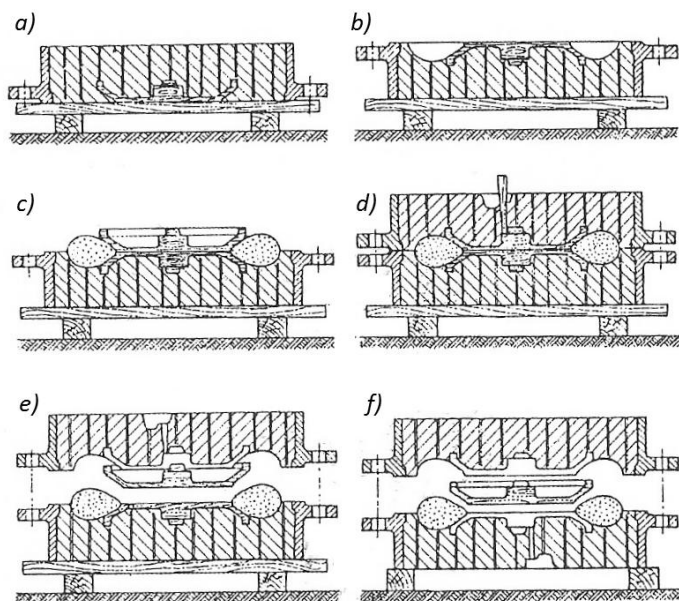
Znanych jest kilka sposobów formowania z plackiem, z których jeden przedstawiono schematycznie na rys. 10.39. W prezentowanym przypadku model kołnierza odgałęzienia jest wykonany w postaci zdejmowanego pierścienia 1, który jest grubszy od kołnierza o grubość placka i dodatkowo na tej zwiększonej grubości ma średnicę większą niż kołnierz (równą średnicy placka). Przy wykonywaniu części formy ze zdejmowanym kołnierzem masę zagęszcza się do jego powierzchni, następnie zdejmuje się model kołnierza umieszczając na jego miejscu rdzeń płaski (placek), wykonany osobno z masy rdzeniowej, po czym formowanie prowadzi się dalej w znany sposób.



Rys. 10.39. Formowanie w dwóch skrzynkach z plackiem: a) odlew, b) model, c) dolna część formy w trakcie formowania po włożeniu placka, d) złożona forma; 1 - zdejmowany model kołnierza i placka, 2 - placek, 3 - rdzeń [133]

Formowanie w dwóch skrzynkach z rdzeniem przekładanym

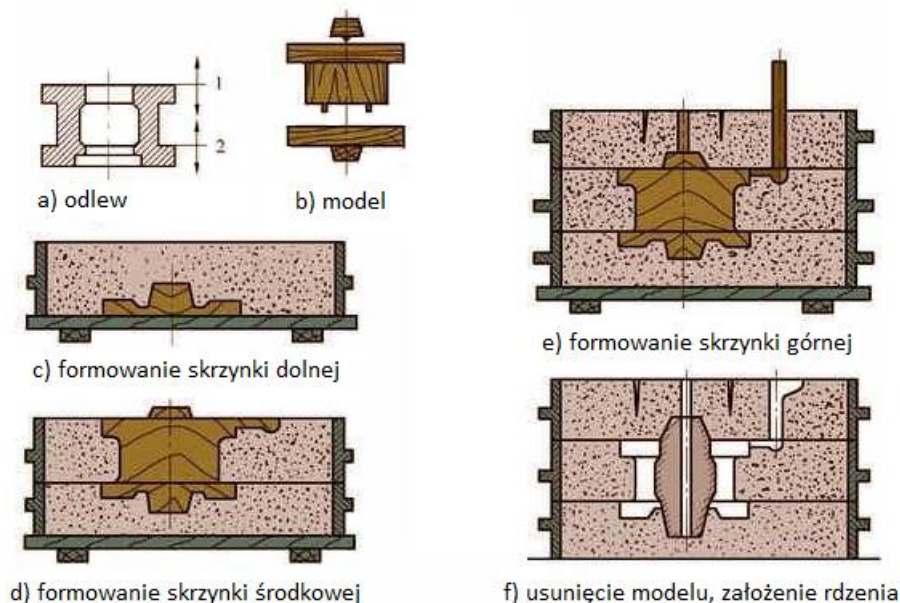
Ten rodzaj formowania wykorzystywany jest w produkcji jednostkowej kół lino- wych i łańcuchowych, a także odlewów z wnękami znajdującymi się z zewnętrznej strony. W formowaniu wykorzystuje się model dzielony. Po wykonaniu dolnej części formy (rys. 10.40a) skrzynkę obraca się o kąt 180° , po czym obiera się część masy wokół modelu (rys. 10.40b). Po wygładzeniu powierzchni podziału posypuje się ją drobnym piaskiem podziałowym i zakłada się drugą część modelu. Następnie zagęszcza się masę wokół modelu uzyskując rdzeń w kształcie torusa (rys. 10.40c), który posypuje się piaskiem podziałowym i przystępuje się do wykonania górnej części formy wraz z układem wlewowym (rys. 10.40d). Po rozłożeniu formy wyjmuje się górną część modelu (rys. 10.40e), ponownie składa się formę, obraca ją o kąt 180° , rozbiera i usuwa się drugą część modelu (rys. 10.40f). Następnie formę składa się, obraca o kąt 180° i przygotowuje do zalania. Dzięki zastosowanej metodycy kilkukrotnego obracania formy rdzeń cały czas pozostaje w jej środku i nie jest narażony na uszkodzenia.



Rys. 10.40. Formowanie w dwóch skrzynkach z rdzeniem przekładanym: a) - f) kolejne etapy wykonania opisane w tekście [79]

Formowanie w trzech skrzynkach

Ten sposób formowania form odlewniczych stosuje się w produkcji odlewów o kształcie, którego uzyskanie wymaga zastosowania dwóch powierzchni podziału formy, jak ma to miejsce w procesie odlewania piasty pokazanym na rys. 10.41. Formowanie rozpoczyna się od wykonania dolnej części formy, po czym wykonuje się część środkową. Następnie po odpowiednim przygotowaniu powierzchni podziału (obieranie, wygładzanie, posypanie piaskiem podziałowym) przystępuje się do zaformowania trzeciej, w tym przypadku górnej części formy. Po rozłożeniu formy, wyjęciu modelu i założeniu rdzenia formę wykończa się, składa i przygotowuje do zalania.



Rys. 10.41. Formowanie w trzech skrzynkach odlewu piasty: a) - f) kolejne etapy wykonania; na podstawie [41]

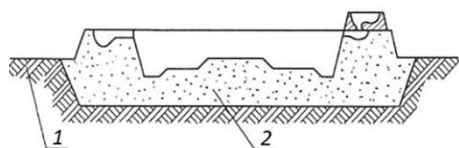
10.6.3. Formowanie w gruncie

W przypadku produkcji jednostkowej odlewów dużych (o masie dochodzącej nawet do kilkuset ton), dla których nie jest wymagana duża dokładność formowanie można przeprowadzić w gruncie, czyli w specjalnie przystosowanym dole znajdującym się w formiarni. Wyróżnia się przy tym dwa rodzaje formowania w gruncie, tj.:

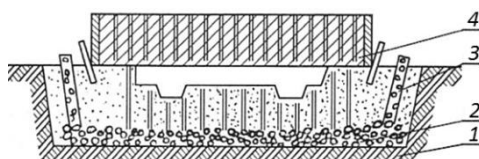
- otwarte (bez górnej skrzynki) - rys. 10.42, stosowane przy wykonywaniu odlewów płaskich o niedużej wysokości, od których nie wymaga się wysokiej dokładności, takich jak: żebra, kraty, płyty, itp.;
- zamknięte (pod skrzynką) - rys. 10.43, wykorzystywane w produkcji odlewów o bardziej skomplikowanym kształcie, których górna powierzchnia nie musi być płaska; w tym przypadku dolna część formy wykonana jest w gruncie, zaś część górna w skrzynce formierskiej.

Przeprowadzenie formowania w gruncie wymaga sporządzenia odpowiedniego podłoża, które stanowi warstwa masy formierskiej o dobrej przepuszczalności, ułożona z zachowaniem poziomu. Jest to szczególnie istotne podczas formowania otwartego, gdzie od położenia modelu w formie zależy jak po zalaniu wnętrza ułoży się lustro metalu. W przypadku formowania otwartego stosuje się podłoże miękkie, które nie jest zagęszczane przez ubijanie ubijakiem, a jedynie przez wciśnięcie w masę modelu. Po wciśnięciu modelu przeprowadza się kolejne czynności, tj. zagęszcza się wokół modelu masę, usuwa jej nadmiar zgarniakiem, wyjmuje model, wykonuje części układu wlewowego i przystępuje do zalania formy.

W przypadku formowania zamkniętego stosuje się podłoże twarde na bazie koksu (żużla), w którego przestrzeniach międzykawałkowych mogą gromadzić się gazy powstające w trakcie krzepnięcia odlewu, które odprowadzane są na zewnątrz za pomocą specjalnych rur odpowietrzających. Masę w gruncie zagęszcza się warstwami i nakłuwka aż do koksu. Ostatnią warstwę wykonaną z masy przymodelowej ubija się słabiej, pamiętając o tym, że jest ona dodatkowo zagęszczana w trakcie zagłębiania (wciskania) modelu. Wykonanie górnej części formy przebiega analogicznie jak podczas formowania w dwóch skrzynkach.



Rys. 10.42. Formowanie w gruncie otwarte: 1 - grunt odlewny, 2 - podłoże miękkie [62]



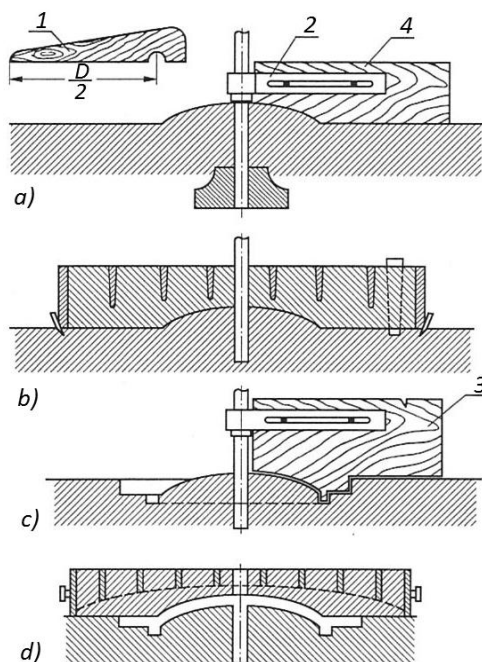
Rys. 10.43. Formowanie w gruncie zamknięte: 1 - podłoże twarde, 2 - warstwa koksu, 3 - rury odpowietrzające, 4 - nakłucia odpowietrzające [62]

10.6.4. Formowanie za pomocą modeli uproszczonych

Modele uproszczone wyglądem zewnętrznym nie przypominają odlewu, ale korzystając ze specjalnych metod formowania można za ich pomocą wykonać formy odlewnicze. Cechą tych modeli jest z reguły ich prosty kształt (za wyjątkiem modeli szkieletowych - rys. 10.3 e), który umożliwia ich szybkie i tanie wykonanie. Jednakże sam proces formowania z tych modeli jest żmudny i wymaga od formierzy wysokich kwalifikacji.

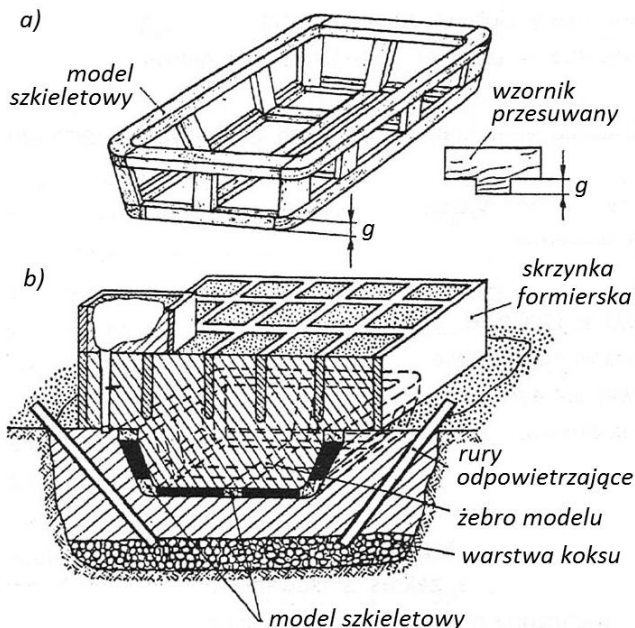
W praktyce odlewniczej wyróżnia się następujące sposoby formowania z modeli uproszczonych:

- za pomocą wzorników obrotowych, przesuwanych i odcinkowych, gdzie kształt wnęki w formie uzyskiwany jest nie przez odbicie modelu w masie, lecz przez jej zgarnięcie przy pomocy odpowiednio sprofilowanego wzornika; przykład wykonania formy odlewniczej z wykorzystaniem wzorników o pionowej osi obrotu przedstawiono na rys. 10.44;

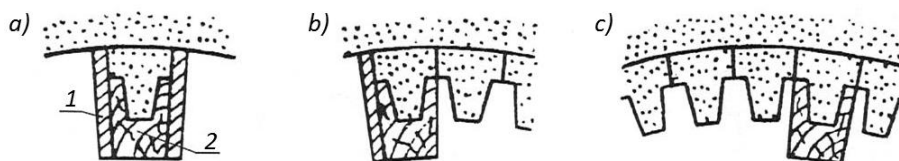


Rys. 10.44. Wykonanie formy do odlewania pokrywy za pomocą wzornika o pionowej osi obrotu: a) - pomiar, 2 - wzornik do kształtowania górnej powierzchni odlewu, 3 - wzornik do kształtowania dolnej powierzchni formy, 4 - wycięcie do ustawiania wzornika [62]

Rys. 10.45. Wykonanie formy miski z modelu szkieletowego: a) model, b) forma; model szkieletowy umieszcza się w zagłębieniu z masy formierskiej (wykonanym na podłożu twardej) i zasypuje się masą, którą ubija się między żebrami; następnie wybiera się masę aż do górnej powierzchni żeber, a na uzyskaną w ten sposób powierzchnię podziałową nasypuje się puder formierski, po czym nakłada się skrzynkę formierską i wykonuje się górną część formy; po zdjęciu skrzynki, korzystając z wzornika, usuwa się masę spomiędzy żeber modelu na ich grubość g i wyjmuje się model [79]



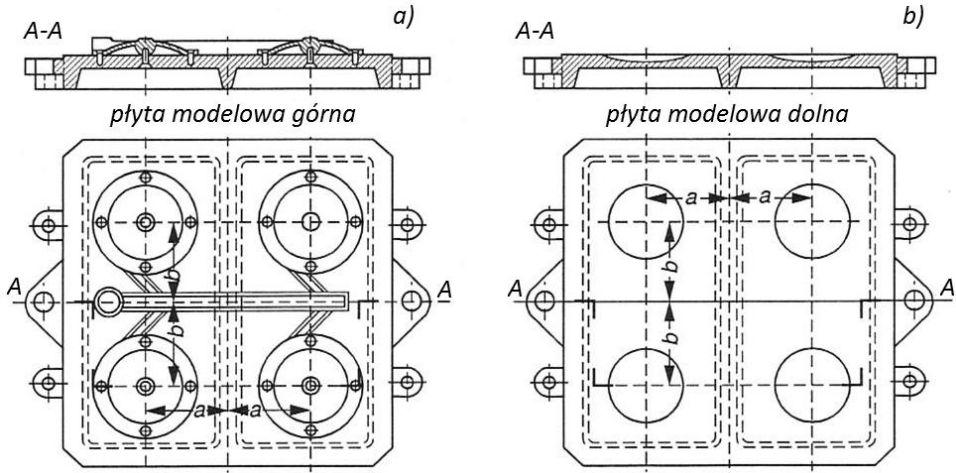
- za pomocą modeli szkieletowych, które stosowane jest przy wykonywaniu odlewów dużych i ciężkich, ale o niezbyt skomplikowanym kształcie; w tym sposobie formowania wykorzystywany jest wzornik przesuwany do wyrównywania i wygarniania masy spomiędzy żeber modelu; przykład formowania z modelu szkieletowego formy do odlewania miski pokazano na rys. 10.45;
- za pomocą modeli klocków, które stosowane jest do otrzymywania form na odlewy mające wielokrotnie powtarzający się szczegół, np. jak w przypadku odlewów dużych kół zębatych - rys. 10.46.



Rys. 10.46. Sposób wykonania koła zębatego z wykorzystaniem modelu klocka: a) zęba pierwszego, b) zębów kolejnych, c) zęba ostatniego; 1 - część odejmowana, 2 - model zęba [62]

10.7. Formy piaskowe formowane maszynowo

Formowanie maszynowe wykorzystywane jest przede wszystkim w produkcji seryjnej i masowej odlewów małych i średniej wielkości. Realizowane jest ono na ogół w dwóch skrzynkach; unika się formowania w trzech skrzynkach, a formowania z modeli uproszczonych i w gruncie nie stosuje się w ogóle. Wydajność maszyn wykorzystywa-



Rys. 10.47. Płyta modelowa jednostronna: a) płyta z górną częścią modelu, b) płyta z dolną częścią modelu; na podstawie [62]

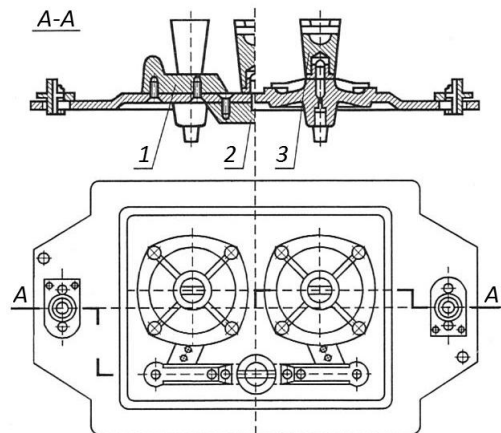
nych w formowaniu maszynowym tzw. formierek wynosi od 20 do 100 form na godzinę (w przypadku automatów formierskich nawet do 350 szt./godz.).

Maszynowe wytwarzanie form odlewniczych wymaga stosowania specjalnego oprzyrządowania modelowego, które stanowią tzw. płyty modelowe. Umieszcza się na nich część lub całość jednego lub kilku modeli odlewów wraz z modelami kanałów doprowadzających metal do formy. Rozróżnia się przy tym dwa zasadnicze rodzaje płyt modelowych, tj.:

- płyty jednostronne, na których model umieszczany jest tylko z jednej strony; w przypadku, gdy model składa się z dwóch części stosowane są dwie płyty - rozwiązanie takie pokazano na rys. 10.47;
- płyty dwustronne, które mają poszczególne części przymocowane po obu stronach (rys. 10.48); rozwiązanie takie stosowane jest w przypadku modeli niesymetrycznych i przebiega z wykorzystaniem formierek z obracającym stołem.

W porównaniu do formowania ręcznego formowanie maszynowe odznacza się szeregiem zalet, do których można zaliczyć:

- znaczące (15 ÷ 25 razy) skrócenie czasu zagęszczenia, który jest zależny od zastosowanego sposobu zagęszczania;
- równomierne rozłożenie zagęszczenia w całej objętości formy;



Rys. 10.48. Płyta modelowa dwustronna; 1 - belka wlewowa, 2 - łącznik belek wlewowych, 3 - nadlew [62]

- ❑ możliwość regulowania stopniem zagęszczenia;
- ❑ zwiększenie dokładności wykonania formy odlewniczej, przekładające się na otrzymywanie odlewów w wąskich tolerancjach wymiarowych;
- ❑ możliwość zastosowania mniejszych pochyleń odlewniczych, a nawet ich eliminacja;
- ❑ możliwość stosowania mniejszych nadatków na obróbkę mechaniczną;
- ❑ możliwość wykonywania trudnych i skomplikowanych form przez formierzy o niskich kwalifikacjach.

Do wad tej metody formowania zalicza się ograniczony zakres stosowania (wykonywanie form w dwóch skrzynkach, przeznaczonych na odlewy małe i średniej wielkości) oraz duży koszt modeli, płyt modelowych i maszyn formierskich.

Proces formowania maszynowego składa się z następujących operacji [79]:

- ❑ dozowania masy formierskiej do skrzynek;
- ❑ formowania właściwego obejmującego zagęszczenie masy i wyjęcie modeli z formy odlewniczej;
- ❑ obracania części dolnej formy;
- ❑ transportu części form od maszyn formierskich do stanowisk, na których są one składane;
- ❑ zakładania rdzeni do formy;
- ❑ składania formy;
- ❑ transportu do stanowisk zalewania ciekłym metalem.

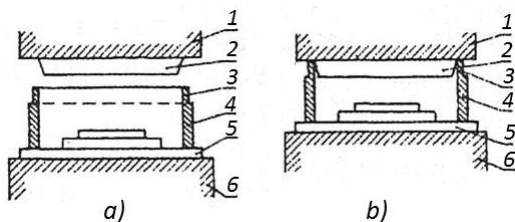
Spośród wymienionych powyżej operacji szczególnie istotne są te, które bezpośrednio związane są z technologią formowania maszynowego, a więc: dozowanie i zagęszczanie masy oraz wyjmowanie modeli z formy.

Obecnie do wykonywania form odlewniczych stosowane są procesy formowania przez prasowanie, wstrząsanie, wibrację i narzucanie. W przypadku mniejszych form można stosować także nadmuchiwanie i wstrzeliwanie masy, wykorzystywane do wytwarzania rdzeni, omówione w rozdziale 10.5.3.

10.7.1. Formowanie prasowaniem

Formowanie prasowaniem może być zrealizowane na kilka sposobów, z których ważniejsze to prasowanie z góry, z dołu oraz głowicą wielotłokową.

Zasadę formowania prasowaniem z góry przedstawiono na rys. 10.49. W tym przypadku płytę modelową 5 zamocowuje się do stołu 6 formierki. Na płycie ustawia się skrzynkę formierską 4 z nadstawką 3 (w postaci ramki), które wypełnia się masą. Następnie stół 6 pod wpływem sprężonego powietrza (napęd pneumatyczny jest najczęściej wykorzystywany w formierkach) unosi się do



Rys. 10.49. Zagęszczanie masy prasowaniem od góry: a) przed prasowaniem, b) po prasowaniu; 1 - płyta oporowa, 2 - płyta prasująca, 3 - nadstawka, 4 - skrzynka formierska, 5 - płyta modelowa, 6 - stół [79]

góry, a wtedy płyta prasująca 2, przymocowana do płyty oporowej 1 formierki, zagęszcza masę formierską.

Cechą charakterystyczną przedstawionego sposobu prasowania jest nierównomierne zagęszczenie masy, która jest najbardziej zagęszczona w górnej części skrzynki, tj. tuż pod płytą prasującą. W celu zwiększenia równomierności zagęszczenia masy na wysokości płyty stosuje się modyfikacje procesu prasowania od góry polegające na:

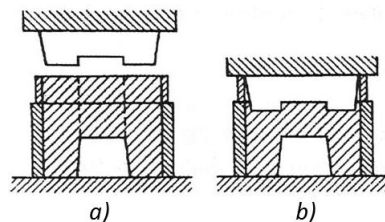
- zastosowaniu kształtujących płyt prasujących (rys. 10.50);
- odejmowaniu części masy z ramki odpowiednio do kształtu modelu (rys. 10.51).

Lepsze zagęszczenie masy formierskiej w okolicy modelu uzyskuje się stosując prasowanie od dołu, którego schemat przedstawiono na rys. 10.52. W tym przypadku płyta modelowa 2 przed prasowaniem umieszczona jest poniżej powierzchni ramy 6, w której porusza się stół. Na ramie umieszcza się skrzynkę formierską 3, którą napełnia się masą w ilości zwiększonej w stosunku do objętości skrzynki o objętość warstwy 4. Następnie nad skrzynką ustawia się opór 5 i unosi się stół 1 do góry wprasowując model do skrzynki 3. Po prasowaniu powierzchnia płyty modelowej powinna pokryć się z dolną powierzchnią skrzynki, stanowiącą powierzchnią podziału formy.

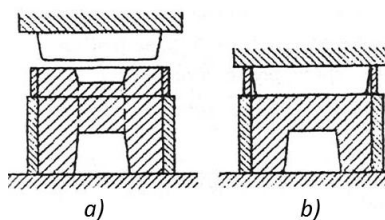
Najbardziej równomierne zagęszczenie masy uzyskiwane jest w procesie prasowania głowicą wielotłokową - przedstawionym na rys. 10.53. Dlatego też ta metoda wykonywania form odlewniczych jest obecnie najbardziej rozpowszechniona. W tym przypadku wiele tłoków hydraulicznych podłączonych jest do wspólnego zbiornika ciśnieniowego, co przekłada się na równość siły z jaką oddziałują one na masę formierską i w konsekwencji umożliwia uzyskanie równomiernego (w przybliżeniu) stopnia zagęszczania masy.

10.7.2. Formowanie wstrząśaniem

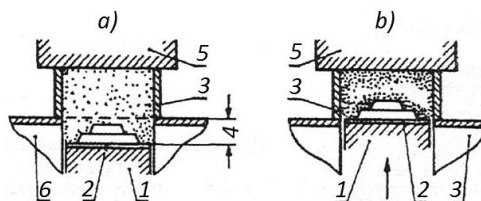
Zagęszczenie masy przez wstrząśanie charakteryzuje się dużą niejednorodnością stopnia zagęszczenia masy, który zmienia się wraz z wysokością formy. W tym przypadku masa jest najlepiej zagęszczona przy płycie modelowej, co jest niewątpliwie korzystne.



Rys. 10.50. Prasowanie od góry za pomocą płyty kształtowej: a) przed prasowaniem, b) po prasowaniu [79]

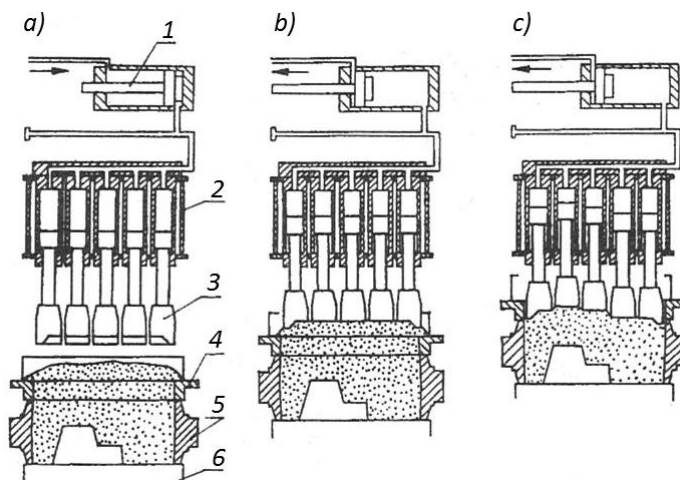


Rys. 10.51. Prasowanie od góry po uprzednim odebraniu części masy formierskiej: a) przed prasowaniem, b) po prasowaniu [79]



Rys. 10.52. Zagęszczenie masy prasowaniem od dołu: a) przed prasowaniem, b) po prasowaniu; 1 - stół, 2 - płyta modelowa, 3 - skrzynka formierska, 4 - skok prasowania, 5 - opór, 6 - rama formierki [79]

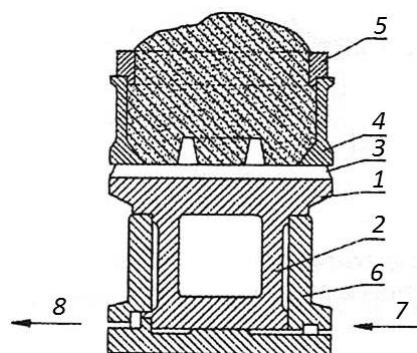
Rys. 10.53. Zagęszczanie masy przez prasowanie głowicą wielotłokową: a) położenie wyjściowe, b) początek prasowania, c) koniec prasowania; 1 - cylinder wyrównawczy ciśnienia, 2 - wielotłokowa głowica prasująca, 3 - stopki tłoczków prasujących, 4 - ramka nadstawna, 5 - skrzynka formierska, 6 - stół maszyny z płytą modelową [105]



Zagęszczanie przez wstrząsanie pokazano na rys. 10.54. Polega ono na tym, że na stole maszyny (wstrząsarki) zamocowuje się płytę podmodelową, ustawia się na niej skrzynkę formierską, którą napetnia się masą formierską. Następnie pod wpływem sprężonego powietrza stół wstrząsarki unosi się na pewną wysokość ($25 \div 100$ mm). Po otwarciu kanału odpływowego powietrza następuje spadek ciśnienia i stół opada, uderzając przy tym o podstawę maszyny. Następuje wówczas wstrząs skrzynki wypełnionej masą wywołujący przesuwanie się warstw masy ku dołowi i powodujący ich zagęszczenie. Częstotliwość pracy wstrząsarek waha się w przedziale $100 \div 300$ wstrząsów na minutę.

Często po wstrząsaniu stosuje się dodatkowe zagęszczanie masy, które uzyskuje się przez:

- ❑ ubijanie za pomocą ubijaków ręcznych i pneumatycznych (wykorzystywane przy produkcji dużych form);
- ❑ doprasowanie masy realizowane na wstrząsarkach z górnym dociskiem (stosowane przy wykonywaniu form małych i średnich);
- ❑ nałożenie na skrzynkę formierską płyty żeliwnej (o grubości $40 \div 80$ mm), która w trakcie wstrząsania opada na formę i zagęszcza górne warstwy masy.



Rys. 10.54. Zagęszczanie masy przez wstrząsanie: 1 - stół, 2 - tłok, 3 - płyta podmodelowa, 4 - skrzynka formierska, 5 - ramka, 6 - cylinder, 7 - otwór doptywowy sprężonego powietrza, 8 - otwór odpływowy sprężonego powietrza [79]

10.7.3. Formowanie przez wibrację

Przy zagęszczaniu masy przez wibrację (rys. 10.55) wykorzystywane są drgania o częstotliwości $60 \div 100$ Hz oraz amplitudzie $0,5 \div 0,7$ mm. Formowanie realizowane tym sposobem stosowane jest do wykonywania form średnich i dużych wytwarzanych z mas

o dużej płynności. Czas zagęszczania masy jest krótki (na ogół poniżej 10 s), a uzyskiwany stopień zagęszczenia jest zależny od wysokości formy (podobnie jak przy wstrząśnaniu). Dlatego też po wibracji stosuje się doprasowywanie masy. Ewentualnie wibrowanie i prasowanie przeprowadza się równocześnie (proces wibroprasowania).

10.7.4. Formowanie przez narzucanie

Proces formowania przez narzucanie polega na wypełnianiu skrzynki małymi porcjami masy, które rzucane są z dużą prędkością (ok. 30 m/s), dzięki czemu ulegają zagęszczeniu. W tym przypadku energia kinetyczna rzuconej porcji masy zamieniana jest na pracę odkształcenia trwałego, a uzyskiwany stopień zagęszczenia masy jest jednorodny i nie zależy od wysokości formy.

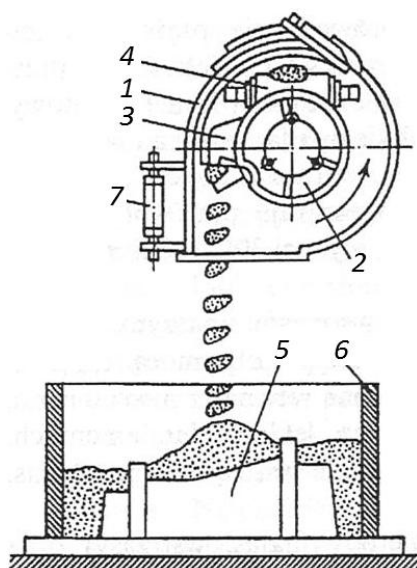
Proces formowania realizowany jest przy wykorzystywaniu maszyny zwanej narzucarką, której zasadniczą część stanowi głowica - rys. 10.56. Porcje masy odcinane przez łopatkę, osadzoną na wale, rzucane są do formy. Głowica dzięki umieszczeniu jej na siłowniku ma możliwość przemieszczania do dowolnego miejsca formy, a jej zasilanie masą realizowane jest w sposób ciągły, dzięki zastosowaniu systemu przenośników taśmowych (przechodzących m.in. przez wysięgnik).

Formowanie przez narzucanie wykorzystywane jest przy wykonywaniu form dużych i bardzo dużych, o średnim stopniu skomplikowania, wytwarzanych jednostkowo i małoseryjnie. Przy czym czas zagęszczania 1 m³ formy wynosi na ogół kilkanaście minut.



Rys. 10.55. Zagęszczanie masy w skrynkach formierskich realizowane na stole wibracyjnym z kontrolą częstotliwości zagęszczenia [91]

Rys. 10.56. Zagęszczanie masy przez narzucanie: 1 - obudowa głowicy narzucarki, 2 - tarcza wirująca, 3 - łopatką kształtująca i rzucająca porcję masy, 4 - przenośnik taśmowy podający spulchnioną masę do głowicy (w kierunku prostopadłym do płaszczyzny rysunku), 5 - model, 6 - skrzynka formierska, 7 - uchwyt do ręcznego wodzenia głowicy [105]



10.8. Zalewanie form odlewniczych i krzepnięcie odlewu

10.8.1. Zalewanie form odlewniczych

Zalewanie form odlewniczych ciekłym metalem lub stopem powinno być przeprowadzone w sposób ograniczający do minimum możliwość przedostawania się żużla do wnęki formy. Dlatego też w trakcie odlewania zbiornik wlewowy powinien być wypełniony całkowicie ciekłym materiałem (unikana jest wówczas zawirówanie materiału powodujących wciąganie żużla i powietrza), a prędkość zalewania powinna być stała.

Przepływ ciekłego materiału ze zbiornika wlewowego, przez pozostałe elementy układu wlewowego, do wnęki formy najczęściej realizowany jest pod wpływem sił ciężkości (odlewanie grawitacyjne - rys. 10.57). Może on jednak także zachodzić przy udziale dodatkowego ciśnienia lub przy udziale sił odśrodkowych powstających w wyniku wprawienia form w ruch obrotowy (odlewanie ciśnieniowe).

Jednym z najważniejszych parametrów procesu zalewania jest temperatura zalewania, która zależy od rodzaju stopu oraz od konstrukcji i grubości ścianki odlewu. Czynniki te jak również temperatura przegrzania (najwyższa temperatura, jaką osiągnął materiał podczas procesu wytapiania) określają tzw. optymalną temperaturę zalewania (temperatura ciekłego materiału w momencie rozpoczęcia napełniania zbiornika wlewowego), która jest zawsze większa od temperatury początku krzepnięcia danego materiału. W tabeli 10.2 zestawiono orientacyjne temperatury odlewania dla różnych stopów odlewniczych. W praktyce temperaturę optymalną odlewania ustala się doświadczalnie dla danego odlewu i stopu odlewniczego.

Innym ważnym parametrem procesu zalewania formy jest czas wypełnienia formy (czas zalewania), który nie może być zbyt długi (następuje wówczas obniżenie tempa produkcji oraz stwarzane jest niebezpieczeństwo uszkodzenia powierzchni wnęki formy wskutek zbyt długiego oddziaływania promieniowania cieplnego roztopionego materiału) oraz zbyt krótki (w tej sytuacji gazy znajdujące się w wnęce formy nie zdążą uciec przez pory w masie lub przez specjalne kanały odpowietrzające). Optymalny czas zalewania t_z ustala się na podstawie zależności empirycznych, wynikających z wielolet-



Rys. 10.57. Zalewanie grawitacyjne form piaskowych przebiegające z wykorzystaniem kadzi odlewniczej dźwignicowej (po lewej) oraz kadzi z widłami (po prawej) [27, 29]

Tab. 10.2. Orientacyjna temperatura odlewania różnych stopów odlewniczych [62]

Rodzaj stopu	Rodzaj odlewu		Temperatura przegrzania, °C	Temperatura odlewania, °C
Stopy aluminium	grubość ścianki odlewu, mm	do 10	730 ÷ 750	710 ÷ 730
		10 ÷ 20	710 ÷ 730	700 ÷ 710
		ponad 20	700 ÷ 710	690 ÷ 700
do 10		1150 ÷ 1200	1100 ÷ 1150	
10 ÷ 20		1100 ÷ 1150	1050 ÷ 1100	
ponad 20		1050 ÷ 1100	1000 ÷ 1050	
Brązy cynowe i fosforowe	do 10	1100 ÷ 1180	1070 ÷ 1150	
Brązy krzemowe	ponad 10	1080 ÷ 1110	1050 ÷ 1080	
	do 10	1150 ÷ 1250	1100 ÷ 1200	
Brązy aluminiowe	do 10	1130 ÷ 1180	1100 ÷ 1150	
Mosiądze krzemowe	ponad 10	1080 ÷ 1130	1050 ÷ 1100	
Staliwo węglowe i niskostopowe	odlewy drobne i średnie		1550	1440 ÷ 1470
	odlewy ciężkie		1520	1420 ÷ 1450
Staliwo wysokostopowe	odlewy drobne i średnie		1570	1460 ÷ 1480
	odlewy ciężkie		1540	1440 ÷ 1460
Żeliwo szare	odlewy drobne		1380	1300 ÷ 1350
	odlewy średnie		1340	1250 ÷ 1300
	odlewy ciężkie		1310	1220 ÷ 1250

nich doświadczeń przemysłowych. Przykładowo:

- przy odlewaniu żeliwa do form piaskowych czas t_z (s) uzależniony jest od masy odlewu wraz z nadlewami m (kg) i wynosi

$$t_z = 1,8 m^{0,43}; \quad (10.2)$$

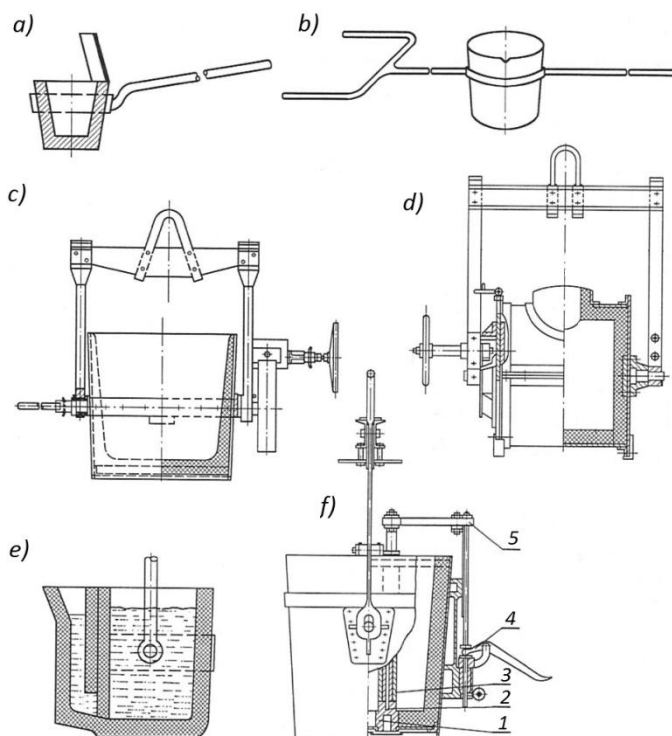
- przy odlewaniu w kokilach (formy metalowe) odlewów ze stopów lekkich (aluminium i magnezu) czas t_z (s) zależny jest od grubości ścianki g (mm) oraz miejsca doprowadzenia materiału do odlewu i wynosi:

- przy doprowadzaniu materiału od dołu $t_z = g + 1$;
- przy doprowadzaniu materiału z boku $t_z = g$;
- przy doprowadzaniu materiału z góry $t_z = g - 1$.

Do transportu ciekłego materiału oraz zalewania form stosuje się (w zależności od masy odlewu) kadzie odlewnicze ręczne i dźwignicowe. Do kadzi ręcznych zalicza się łyżki (rys. 10.58a) oraz kadzie z widłami (rys. 10.58b), które mają pojemność od 10 do 70 kg. Natomiast wśród kadzi dźwignicowych wyróżnia się kadzie zwykłe (rys. 10.58c), bębnowe (rys. 10.58d), syfonowe (rys. 10.58e) i zatyczkowe (rys. 10.58f). Zalewanie form odlewniczych z kadzi zwykle odbywa się przez dziób. Wyjątkiem w tym zakresie jest kadź zatyczkowa, z której zalewanie realizowane jest przez otwór w dnie kadzi, otwierany i zamykany zatyczką poruszaną układem dźwigni.

Kadzie odlewnicze wykorzystywane do odlewania stopów żelaza (staliwa i żeliwa) wykonywane są z blachy stalowej, wyłożonej od wewnątrz wykładziną ogniotrwałą, za-

zwyczaj o charakterze kwaśnym. Natomiast do odlewania stopów metali nieżelaznych wykorzystywane są kadzie grafitowe, szamotowo-grafitowe, a w niektórych przypadkach także żeliwne.



Rys. 10.58. Rodzaje kadzi odlewniczych: a) łyżka, b) kadź z widłami, c) dźwignicowa zwykła, d) dźwignicowa bębnowa, e) dźwignicowa syfonowa, f) kadź zatyczkowa; 1 - wypustka, 2 - końcówka zatyczki, 3 - osłona ceramiczna, 4 - mechanizm zamykania i otwierania, 5 - mocowanie zatyczki [62]

10.8.2. Krzepnięcie i stygnięcie odlewu

Zakrzepnięcie odlewu wymaga odebrania od niego dużych ilości ciepła i przebiega w dwóch następujących po sobie etapach:

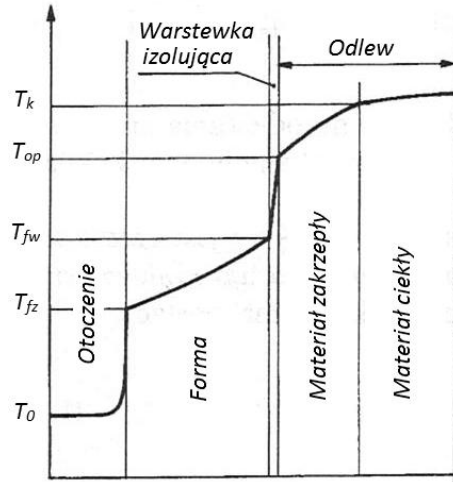
- ❑ studzenia ciekłego materiału od temperatury zalewania do temperatury początku krzepnięcia, zachodzącego w wyniku odebrania tzw. ciepła przegrzania;
- ❑ krzepnięcia materiału w stałej temperaturze lub w zakresie temperatury (patrz rozdziały 1.3 i 1.4), w trakcie którego odbierane jest tzw. ciepło krzepnięcia.

Intensywność odbierania ciepła od odlewu determinuje czas jego krzepnięcia i jest zależna zarówno od kształtu odlewu i własności cieplnych materiałów odlewu i formy, jak i warunków wymiany ciepła na styku odlewu z formą (w mniejszym stopniu na styku formy z otoczeniem). Typowy schemat rozkładu temperatury na przekroju formy i odlewu, w trakcie jego krzepnięcia, pokazano na rys. 10.59. Zgodnie z prawami wymiany ciepła spadki temperatur na poszczególnych elementach układu forma-odlew są proporcjonalne do oporów cieplnych tychże elementów. Najbardziej wyrównaną temperaturę ma materiał w obrębie ciekłej części odlewu, gdzie ma miejsce intensywny przepływ ciepła, następujący w drodze konwekcji.

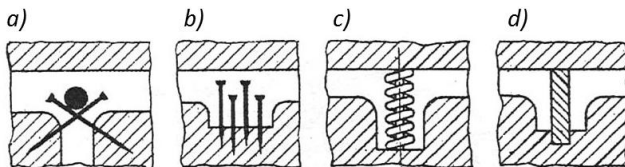
W trakcie krzepnięcia odlewu następują zmiany objętości wywołane skurczem odlewniczym materiału (patrz rozdział 10.2.3), które przy złym zaprojektowaniu procesu odlewniczego mogą doprowadzić do utworzenia w odlewie jam skurczowych i rzadzisz. Powstawaniu tych wad zapobiegają nadlewy i zasilacze (opisane w rozdziale 10.3.2), które zasilają odlew w ciekły materiał i jednocześnie przesuwają miejsce powstania jamy skurczowej poza zasadniczą część odlewu.

W pewnym zakresie alternatywę dla nadlewów stanowią ochładzalniki, które mają za zadanie przyspieszyć krzepnięcie materiału w tych miejscach odlewu, w których prawdopodobne jest powstanie jamy skurczowej i gdzie niemożliwe jest zastosowanie nadlewu. Stanowią je elementy wykonane z materiałów o zdecydowanie większym przewodnictwie cieplnym niż ma masa formierska, które szybko odprowadzają ciepło od ciekłego materiału, powodując jego przyspieszone krzepnięcie. Ochładzalniki dzieli się na wewnętrzne (rys. 10.60) i zewnętrzne (rys. 10.61).

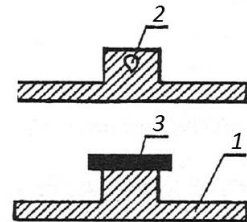
Po skrzepnięciu odlew pozostaje jeszcze przez pewien czas w formie odlewniczej podlegając stygnięciu (ochładzaniu). Czas niezbędny do ostygnięcia odlewu do wymaganej temperatury zależy od jego masy, grubości ścianek, a także od właściwości termofizycznych formy odlewniczej i od skłonności chłodzonego materiału do tworzenia pęknięć. Proste i niewielkie odlewy o małych grubościach ścianek chłodzone są w formie przez kilka minut, podczas gdy grubościennie i duże odlewy o masie kilkudziesięciu ton wymagają nawet wielodniowego chłodzenia w formie – tab. 10.3. Należy przy tym pamiętać, że zbyt długie stygnięcie odlewu jest nieekonomiczne i dlatego proces ten często przyspiesza się stosując dodatkowe chłodzenie form (np. za pomocą dmuchu powietrza w specjalnych tunelach chłodzących, czy nawet przedmuchiwanie ścianek form).



Rys. 10.59. Rozkład temperatury na przekroju formy i odlewu z materiału o stałej temperaturze krzepnięcia; T_k - temperatura krzepnięcia materiału odlewu, T_{op} - temperatura powierzchni odlewu, T_{fw} i T_{fz} - temperatura formy odpowiednio na powierzchni wewnątrz oraz na powierzchni zewnętrznej, T_0 - temperatura otoczenia [105]



Rys. 10.60. Rodzaje ochładzalników wewnętrznych: a) pręt na szpilkach, b) gwoździe, c) spirala z drutu, d) pręt [79]



Rys. 10.61. Ochładzalnik zewnętrzny: 1 - forma, 2 - miejsce powstania jamy skurczowej, 4 - ochładzalnik metalowy [79]

Tab. 10.3. Przykładowe czasy stygnięcia w formach odlewów ze staliwa węglowego i niskostopowego przed wybijaniem [14]

Masa odlewu, kg	Czas stygnięcia, godz.	Masa odlewu, t	Czas stygnięcia, godz.
100	3 ÷ 4	2 ÷ 5	27 ÷ 33
100 ÷ 200	4 ÷ 5	5 ÷ 10	35 ÷ 45
200 ÷ 400	6 ÷ 7	10 ÷ 15	60 ÷ 70
400 ÷ 800	8 ÷ 10	15 ÷ 25	70 ÷ 90
800 ÷ 1200	12 ÷ 15	25 ÷ 50	90 ÷ 120
1200 ÷ 2000	15 ÷ 21	50 ÷ 50	120 ÷ 200

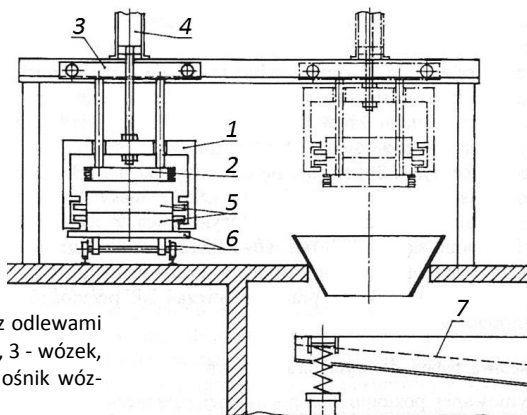
10.9. Wybijanie, oczyszczanie i wykańczanie odlewów

10.9.1. Wybijanie odlewów z form

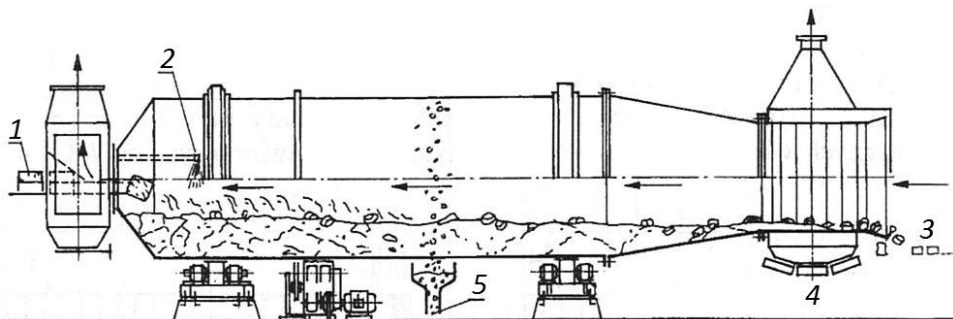
Wybijanie odlewów z form polega na: usunięciu masy wraz z odlewem ze skrzynki formierskiej, oddzieleniu resztek masy od odlewu oraz usunięciu rdzeni. Proces ten prowadzi się po ochłodzeniu odlewu do temperatury gwarantującej jego usunięcie z formy bez jakichkolwiek uszkodzeń i deformacji, która wynosi dla odlewów: żeliwnych małych 700÷800 °C, średnich 400÷500°C, dużych 300÷500 °C; ze stopów aluminium 200÷300 °C; ze stopów magnezu 100÷150 °C.

Wybijanie odlewów z form odlewniczych można przeprowadzić na szereg sposobów, z których wybrane scharakteryzowano poniżej.

Do usuwania masy i odlewów ze skrzynek pozbawionych uźebrowania wykorzystywane jest wypychanie statyczne form. Proces ten wykonywany jest na urządzeniu do wypychania, pokazanym na rys. 10.62, które składa się z dwóch zasadniczych zespołów, tj. chwytającego skrzynkę oraz siłownika z wypychaczem o wymiarach dostosowanych do wymiarów skrzynki w świetle. Zalety tej metody wybijania stanowią cicha praca i duża wydajność, zaś wadą jest możliwość realizacji tylko pierwszego etapu wybijania (usunięcie masy wraz z odlewem ze skrzynki). Realizacja kolejnych etapów wybijania wymaga stosowania urządzeń dodatkowych.



Rys. 10.62. Stanowisko do wypychania form z odlewami ze skrzynek: 1 - uchwyt skrzynki, 2 - wypychacz, 3 - wózek, 4 - siłownik, 5 - forma, 6 - odlewniczy przenośnik wózkowy, 7 - przenośnik wibracyjny [105]



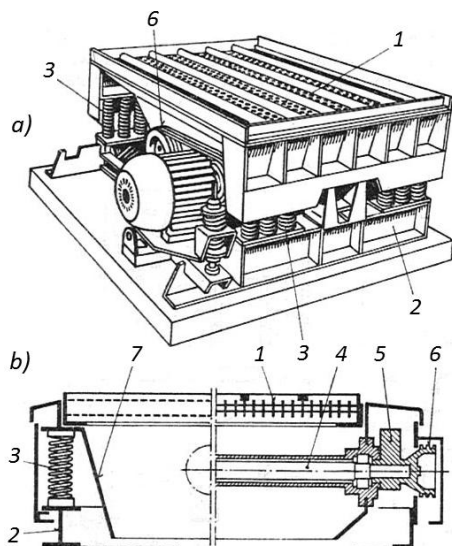
Rys. 10.63. Wieloczynnościowy bęben do wybierania odlewów oraz schładzania masy i odlewów: 1 - załadunek odlewów z masą formierską, 2 - natrysk wodny, 3 - schłodzone odlewy, 4 - schłodzona masa formierska zwrotna, 5 - pobieranie próbek masy formierskiej (celem ustalenia potrzebnej ilości dodawanej wody); strzałkami oznaczono kierunki przepływu powietrza [105]

Bloki form wypchnięte ze skrzynek mogą być wybierane np. w wieloczynnościowych bębnach (rys. 10.63), o osi usytuowanej poziomo lub nachylonej pod nieznacznym kątem w stosunku do poziomu. Bębny te mają znaczne wymiary (długość 20÷30 m, średnica powyżej 5 m) i wprawiane są w ruch obrotowy, w trakcie którego bloki masy ulegają rozkruszeniu. Rozdrobniona masa wysypuje się na zewnątrz przez otwory i kierowana jest do ponownego przerobu, a odlewy opuszczają bęben po stronie przeciwnej do miejsca załadunku. Cechą charakterystyczną tego sposobu wybierania jest chłodzenie masy i odlewu do temperatury ok. 25÷30 °C (w wyniku działania wody, doprowadzonej w pobliżu wejścia do bębna, oraz powolnego przepływu powietrza) oraz wstępne oczyszczenie odlewu (w wyniku oddziaływania schłodzonej masy, która jest jednocześnie ujednorodniona i ma pożądaną wilgotność).

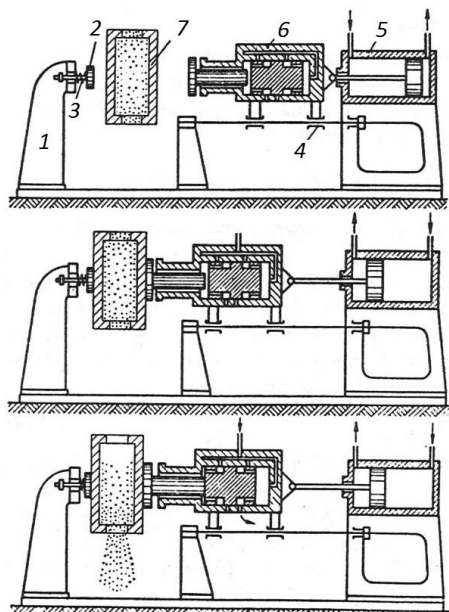
Najpopularniejszym sposobem pozyskiwania odlewów z form jest wybieranie na kratkach. W metodzie tej wykorzystywany jest ruszt stalowy, przez który masa formierska wybita ze skrzynek przesypywana jest na przenośnik, transportujący ją do działu odlewni zajmującego się przeróbką zużytych mas formierskich. Skrzynka formierska i odlew pozostają na kracie. W zależności od konstrukcji różni się następujące rodzaje krat do wybierania odlewów:

- stałe, na których odlewy wybierane są ręcznie;
- ruchome, dzielące się na:
 - wstrząsowe o napędzie pneumatycznym, które mają duży skok (50÷80 mm) oraz małą częstotliwość wstrząsów (60÷120 na minutę);
 - wibracyjne o napędzie mechanicznym (rys. 10.64), charakteryzujące się małą amplitudą (zwykle ok. 6 mm) oraz dużą częstotliwością drgań (800÷1500 na minutę).

Usuwanie rdzeni z odlewów w przypadku rdzeni małych i odlewów prostych (tzw. rdzenie łatwowybijane, wykonywane na ogół z mas ze spoiwami organicznymi) realizowane jest już na kracie. Natomiast usunięcie rdzeni trudnowybijalnych (na ogół wykonywanych z mas gliniastych i mas na szkło wodnym) wymaga stosowania dodatkowych urządzeń pneumatycznych, działających na zasadzie wibracji (rys. 10.65). W przypadku wybierania rdzeni z dużych odlewów stalowych i żeliwnych wykorzystuje się specjalne komory hydrauliczne (rys. 10.66), w których na rdzeń kieruje się strumień wody



Rys. 10.64. Wibracyjna krata do wybijania odlewów: a) widok, b) przekrój; 1 - stół kraty, 2 - rama nośna, 3 - sprężyny śrubowe, 4 - wał napędowy, 5 - masa mimośrodowa, 6 - koło pasowe klinowe, 7 - lej do odprowadzania masy formierskiej [107]



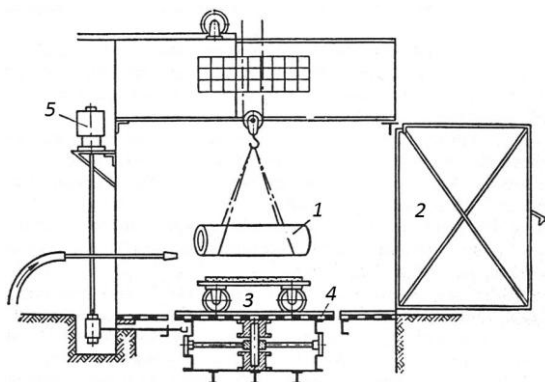
Rys. 10.65. Urządzenie do zmechanizowanego wybijania rdzenia z odlewów: 1 - oparcie, 2 - docisk, 3 - sprężyna, 4 - prowadnice, 5 - popychacz, 6 - wibrator, 7 - odlew [111]

(o średnicy $5 \div 20$ mm) podawanej pod ciśnieniem $5 \div 10$ MPa. Usunięciu rdzenia towarzyszy w tym wypadku oczyszczenie powierzchni odlewu.

10.9.2. Oczyszczanie powierzchni odlewów

Po wybicju odlewów z form konieczne jest oczyszczenie ich powierzchni z zanieczyszczeń niemetalicznych, przywartej masy oraz zgorzeliny (warstwa tlenków metali powstających na powierzchni odlewu przy wysokiej temperaturze i w atmosferze utleniającej).

Oczyszczanie powierzchni odlewów można wykonać na szereg sposobów, których charakterystykę i zakres stosowania podano w tab. 10.4. Szczegółowy opis metod wymienionych w tej tabeli znaleźć można np. w pracy [105].



Rys. 10.66. Komora hydrauliczna do oczyszczania odlewów i usuwania rdzenia: 1 - odlew, 2 - drzwi, 3 - wózek, 4 - stół obrotowy (obrotnica), 5 - silnik [111]

Tab. 10.4. Charakterystyka i zakres stosowania metod oczyszczania powierzchni odlewów [105]

Metoda oczyszczania	Opis	Zakres stosowania
Grawitacyjna bębnowa	W bębnach obrotowych z ewentualnym dodatkiem środków ściernych	Drobne odlewy o prostych kształtach
Strumieniowa pneumatyczna	Strumieniem ścierniwa (piasku, śrutu) wyrzucanym z dyszy za pomocą sprężonego powietrza	Odlewy o rozwiniętym kształcie
Strumieniowa wirnikowa	Strumieniem śrutu metalowego wyrzucanego z wirnika siłą odśrodkową (z prędkością 40÷75 m/s)	Drobne i średnie odlewy
Strumieniowa wodna	Strumieniem wody lub mieszanki wodno -piaskowej (10÷20% piasku z dyszy pod ciśnieniem 7,5÷20 MPa)	Średnie i duże odlewy żeliwne i stalowe
Elektrohydrauliczna	Wskutek wyładowań elektrycznych powstają fale uderzeniowe służące do czyszczenia odlewów	Średnie odlewy płaskie
Ultradźwiękowa	Pod działaniem fal ultradźwiękowych (częstotliwość drgań 20 kHz) w środowisku ciekłym, w którym jest zanurzony odlew następuje zjawisko kawitacji powodujące intensywne oczyszczanie powierzchni odlewów	Małe, średnie i duże odlewy
Wibracyjna	<ul style="list-style-type: none"> • Za pomocą wibratorów pneumatycznych, • przy wykorzystaniu wibracji o częstotliwości 25 Hz i amplitudzie 1,75 mm 	Drobne odlewy precyzyjne
Ciepła	Nagrzanie i szybkie ostudzenie odlewów powoduje również, wskutek dylatacji cieplnej, odpadanie zanieczyszczeń od odlewów	Duże odlewy
Płomieniowa	Lokalne oczyszczanie cieplne pod wpływem działania płomienia z palnika acetylenowego (gazowego) oraz wypalenie zanieczyszczeń	Duże odlewy
Płomieniowo - ścierna	Połączenie metody strumieniowej z płomieniową - spalanie paliwa przyspiesza strumień ścierny	Duże odlewy stalowe
Elektrochemiczna	Reakcja chemiczna między tlenkami na powierzchni odlewu a stopionym elektrolitem (ługi sodowe lub potasowe) aktywizowana prądem stałym	Stalowe odlewy precyzyjne
Chemiczna	Wytrawianie w roztworach wodnych kwasów i ługów	Odlewy pracujące w wysokiej temperaturze i pod wysokim ciśnieniem

10.9.3. Wykończanie odlewów

Wykończanie odlewów obejmuje następujące, omówione w dalszej części rozdziału, działania: oddzielenie od odlewu elementów układu wlewowego oraz zalewek, naprawę wad, nadanie materiałowi odlewu (w drodze obróbki cieplnej) odpowiedniej struktury i własności oraz zabezpieczanie antykorozyjne.

Oddzielenie elementów układu wlewowego i usuwanie zalewek

Ręczne lub mechaniczne oddzielenie układu wlewowego jest pierwszą czynnością dokonywaną w trakcie wykończania odlewów. W następnej kolejności wykończana jest powierzchnia odlewów poprzez usunięcie zalewek i nierówności.

Wymienione powyżej czynności można wykonać na szereg sposobów, z których wybrane scharakteryzowano poniżej. Są to:

- ❑ odłamywanie układów wlewowych, które jest stosowane w przypadku odlewów wykonywanych z materiałów kruchych (np. z żeliwa), przy zachowaniu odpowiedniej konstrukcji tych układów;
- ❑ obcinanie układów wlewowych na prasach mimośrodowych lub śrubowych, które znajduje zastosowanie w produkcji odlewów z metali nieżelaznych oraz z żeliwa ciągliwego;
- ❑ obcinanie układów wlewowych na piłach taśmowych (taśmy mają szerokość 15÷30 mm, grubość 0,8÷1,25 mm i tną z prędkościami w zakresie 1000÷3000 m/min) lub tarczowych (grubość tarcz wynosi 4÷8 mm, a prędkości obrotowe tarcz dochodzą do 6500 obr/min);
- ❑ obcinanie układów wlewowych cienkimi tarczami szlifierskimi (ze spoiwem gumowo-bakelitowym), obracającymi się z prędkością obwodową 60÷80 m/s;
- ❑ płomieniowe obcinanie układów wlewowych odlewów stalowych, które umożliwia cięcie grubych przekrojów; najczęściej wykorzystywane jest cięcie gazowe polegające na spalaniu metalu w strumieniu czystego tlenu;
- ❑ usuwanie zalewek i nierówności, które mogą być odłamywane ręcznie (zalewki w małych lub średnich odlewach żeliwnych) lub za pomocą młotków pneumatycznych (w przypadku odlewów dużych i ciężkich);
- ❑ wykańczanie powierzchni odlewów za pomocą szlifierek elektrycznych, których tarcze na spoiwie organicznym wzmocnionym włóknami sztucznymi poruszają się z prędkością obrotową 5000÷10000 obr/min; w produkcji masowej i wielkoseryjnej wykorzystywane są szlifierki pracujące w trybie automatycznym lub półautomatycznym;
- ❑ wykańczanie powierzchni odlewów za pomocą pilników i frezarek z giętym wałkiem, wykorzystywane w szczególności w produkcji odlewów ze stopów lekkich.

Naprawa wad odlewów

Powstałe w trakcie procesu technologicznego wady odlewów mogą być naprawialne lub nienaprawialne (zaistnienie tych wad powoduje, że odlew nie nadaje się do użytku i trafia na złom). Wady odlewnicze dzielą się przy tym na pięć następujących grup: wady kształtu, wady powierzchni surowej, przerwy ciągłości, wady wewnętrzne oraz wady materiału.

Sposób naprawy wady zidentyfikowanej w procesie odlewniczym uzależniony jest od materiału odlewu, rodzaju wady oraz kształtu odlewu. Do najczęściej wykorzystywanych metod naprawy wad odlewniczych zalicza się:

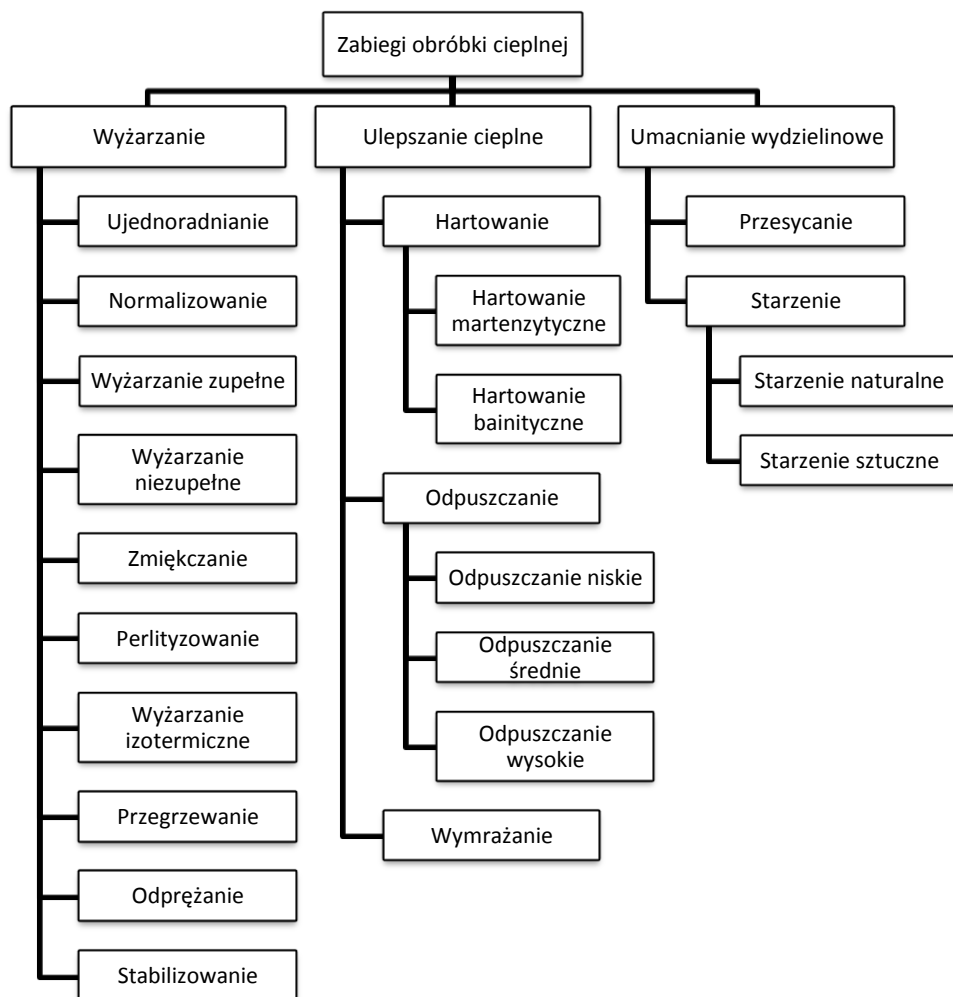
- ❑ prostowanie realizowane na prasach hydraulicznych, które znajduje zastosowanie w likwidacji wad kształtu, najczęściej w produkcji odlewów stalowych;
- ❑ czopowanie polegające na wywierceniu wad odlewu i wstawieniu w powstałe otwory nagwintowanych czopów; sposobem tym likwidowane są wady wewnętrzne, takie jak: pęcherze, porowatości, jamy skurczowe;
- ❑ metodę Metalock służącą do naprawy na zimno pęknięć odlewów przy pomocy specjalnych wkładek, które umieszczane są w uprzednio wyfrezowanych kanałach; wkładki łączone są z odlewem za pomocą kołków;
- ❑ spawanie gazowe wykonywane z wykorzystaniem pałeczek żeliwnych; odlewy żeliwne duże przed spawaniem nagrzewa się do temperatury ok. 600 °C, w celu minimalizowania naprężeń wewnętrznych w odlewie;
- ❑ spawanie elektryczne, które przeprowadza się na gorąco (po podgrzaniu odlewu) lub na zimno (bez podgrzewania); metodą tą likwiduje się wady wewnętrzne i zewnętrzne oraz przerwy ciągłości;
- ❑ lutowanie wykonywane za pomocą pałeczek z mosiądzu, które po ogrzaniu płomieniem palnika acetylenowego topią się, po czym ciekły mosiądz spływa na uprzednio przygotowaną powierzchnię; ta metoda pozwala na usuwanie tych samych wad co spawanie, ale spoina wykonana jest z innego materiału;
- ❑ metalizację pozwalającą na wypełnianie natryskiwanymi wgłębieniami na powierzchni odlewu (mogą one mieć średnicę do 12 mm i głębokość do 8÷9 mm); sposobem tym można usuwać wady zewnętrzne, wady powierzchni surowej oraz wady kształtu;
- ❑ kitowanie polegające na ręcznym nakładaniu past (żywice epoksydowe lub poliestrowe) na czyste, odtłuszczone i suche powierzchnie odlewu; metoda ta pozwala na likwidację wady powierzchni surowej, a miejsca poddane naprawie mogą być obrabiane mechanicznie;
- ❑ uszczelnienie (impregnacja) odlewów polegające na nasyceniu odlewu pod ciśnieniem 0,5÷1,0 MPa emulsją szczeliwa (tlenek żelazowo-żelazowy, preparaty na bazie krzemianu sodu, żywice syntetyczne); metoda ta pozwala na usunięcie porowatości wewnętrznej odlewu, który zachowuje szczelność na ciśnienie par i gazów.

Obróbka cieplna odlewów

Obróbka cieplna odlewów polega na ich nagrzaniu do wymaganej temperatury, wytrzymaniu w tej temperaturze przez czas niezbędny do wyrównania temperatury odlewu, jak również zajście w całej jego objętości wymaganych przemian bądź zjawisk (np. dyfuzji) oraz na chłodzeniu, którego szybkość jest istotnym parametrem obróbki cieplnej i zależy od jej celu.

Podstawowym celem obróbki cieplnej jest "naprawa" wadliwej struktury uzyskanej na różnych etapach procesu odlewniczego, lub też wytworzenie w materiale struktury gwarantującej uzyskanie wymaganych właściwości mechanicznych. Schemat przedstawiający uproszczoną klasyfikację zabiegów obróbki cieplnej pokazano na rys. 10.67. Szereg z tych zabiegów ma charakter uniwersalny i można je stosować zarówno do stopów żelaza jak i do stopów metali nieżelaznych. Inne zabiegi dedykowane są dla konkretnych stopów, np. ulepszenie cieplne dla stopów żelaza, a umacnianie wydzieleniowe dla sto-

pów metali nieżelaznych (zwłaszcza stopów Al). Szczegółowy opis zabiegów obróbki cieplnej znaleźć można w literaturze specjalistycznej, np. w [153].



Rys. 10.67. Klasyfikacja zabiegów obróbki cieplnej; na podstawie [105]

Zabezpieczenie powierzchni odlewów

Oczyszczone i wykończone odlewy zabezpiecza się przed korozją nanosząc na ich powierzchnię powłoki ochronne. W tym celu najczęściej wykorzystuje się następujące metody:

- malowanie farbami antykorozyjnymi realizowane na zimno lub na gorąco (lakiery piecowe), które izoluje w sposób mechaniczny powierzchnie odlewu od działania wilgoci oraz innych czynników powodujących utlenianie; najczęściej powłoki malarskie nanoszone są odlewy w sposób natryskowy lub zanurzeniowy;

- ❑ emaliowanie polegające na trwałym połączeniu metalicznego podłoża z warstwą zwaną szkliwem emalierskim; proces ten prowadzi się w wysokiej temperaturze (550÷1000 °C) i stosuje np. przy wykańczaniu powierzchni wanien, zlewozmywaków;
- ❑ smołowanie, które polega na zanurzeniu odlewu w smole o temperaturze o 10 °C mniejszej od temperatury jej zapłonu; ta metoda znajduje zastosowanie przy wykańczaniu powierzchni rur, kształtek, włazów kanałowych itp.

10.10. Specjalne metody odlewania

Sposoby otrzymywania odlewów odbiegające od sposobu wykonywania odlewów w formach piaskowych jednorazowego użycia nazywa się specjalnymi. Dzieli się je na trzy grupy, tj. oparte na zastosowaniu: form jednorazowego użycia, form trwałych lub obu tych form jednocześnie.

10.10.1. Odlewanie do form skorupowych

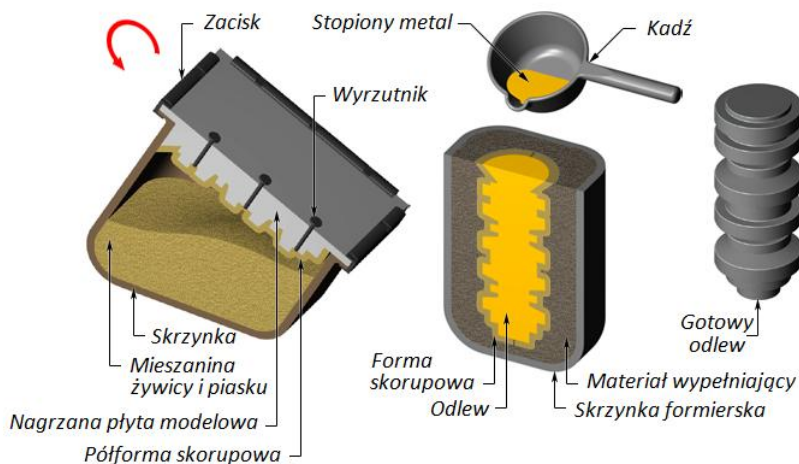
W procesie odlewania do form skorupowych (rys. 10.68) wykorzystuje się formy cienkościenne (skorupy), które wytwarza się nasypując lub nadmuchując na metalową płytę modelową, nagrzaną do temperatury 250÷300 °C mieszaninę składającą się z piasku kwarcowego i żywicy syntetycznej. Pod wpływem ciepła żywica topi się i łączy ziarna piasku tworząc ciekłą skorupę (zwykle o grubości 6÷10 mm) przylegającą do płyty modelowej. Po 10÷30 sekundach usuwa się nadmiar masy poprzez obrót o 180° płyty wraz ze zbiornikiem, a warstwę przylegającą do płyty poddaje się utwardzeniu w piecu o temperaturze 350 °C. Po zdjęciu z płyty ukształtowanej półformy skorupowej łączy się ją z drugą półformą, korzystając z klejenia, skręcania i klamrowania, i przygotowuje do zalania ciekłym tworzywem (metalem lub stopem).

W trakcie formowania formy skorupowej można regulować grubością uzyskiwanych ścianek na dwa sposoby. Mianowicie, w procesie Crominga (proces C) grubość ta regulowana jest czasem przetrzymywania masy formierskiej na płycie, zaś w procesie Dieterta (proces D) kształt i wymiary skorupy są jednoznacznie określone przesunięciem pomiędzy płytą modelową i specjalną nakładką metalową.

Odlewaniem do form skorupowych wytwarzane są odlewy, spełniające szczególne wymagania, przede wszystkim dla przemysłu motoryzacyjnego i precyzyjnego. W procesie tym stosuje się układ wlewowy o mniejszym przekroju poprzecznym niż przy odlewaniu do form piaskowych, co przekłada się na zwiększenie uzysku materiału.

Do zalet tego sposobu odlewania zalicza się:

- ❑ małą ilość braków odlewniczych, będącą konsekwencją stabilizacji procesu odlewania;
- ❑ dużą dokładność wykonania odlewów oraz małą wysokość nierówności ich powierzchni;
- ❑ dokładne odwzorowanie wnęki formy przez ciekły metal, przekładające się na możliwość wytwarzania odlewów cienkościennych;
- ❑ znaczące zmniejszenie zużycia materiałów formierskich.



Rys. 10.68. Schemat procesu odlewania do formy skorupowej (kolejno od lewej): wykonanie półformy, zalewanie formy, gotowy odlew; na podstawie [118]

Podstawowym mankamentem odlewania do form skorupowych jest kosztowne oprzyrządowanie (metalowe płyty podmodelowe, strzelarki lub nadmuchiarki) oraz wysoka cena piasku kwarcowego otaczanego (powlekanego) żywicą syntetyczną.

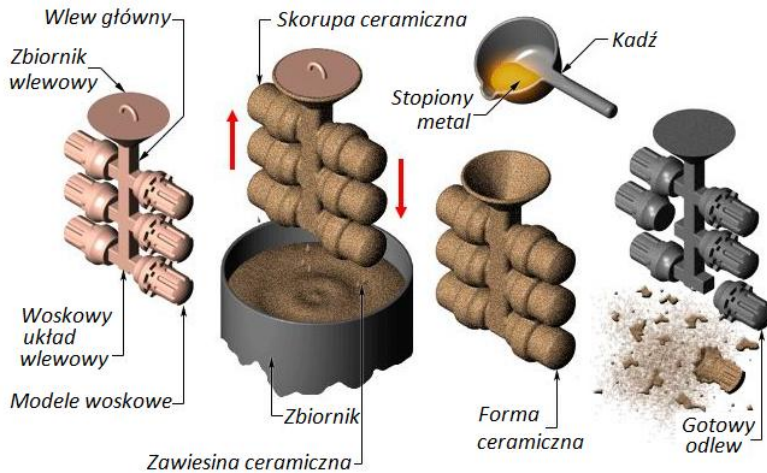
10.10.2. Odlewanie metodą wytapianych modeli

Metoda wytapianych modeli jest najstarszą metodą wykonywania odlewów precyzyjnych, która obecnie stosowana jest do wytwarzania małych, dokładnych odlewów i polega na zalewaniu ciekłym materiałem niedzielonej formy ceramicznej, wykonanej przy wykorzystaniu łatwych do usunięcia modeli jednorazowych. Stosowane w tym procesie formy skorupowe wykonywane są przez nakładanie na model powłok z masy ceramicznej. Po związaniu masy model usuwany jest z formy przez wytopienie, wypalenie lub rozpuszczenie w wodzie. Otrzymana w ten sposób wnęka zalewana jest ciekłym tworzywem.

Modele oraz elementy układów wlewowych wykonuje się z mieszanek modelowych, które sporządza się z: wosku pszczelego; mieszaniny parafiny i stearyny z dodatkiem cerezyny, kalafonii i wosku pszczelego; zamrożonej rtęci; stopów metali o niskiej temperaturze topnienia. Oprócz modeli wytapianych w pewnych odmianach omawianego procesu stosuje się jednorazowe modele wypalane (np. z polistyrenu) lub rozpuszczalne (np. z soli azotowych lub organicznych soli mocznikowych). Z grupy przytoczonych materiałów największe zastosowanie w praktyce odlewniczej znajdują woskowe masy modelowe, które pod względem własności technologicznych dzieli się na masy:

- o niskiej temperaturze topnienia ($50 \div 65$ °C);
- o wysokiej temperaturze topnienia ($65 \div 140$ °C).

Schematyczny przebieg procesu odlewania metodą wytapianych modeli przedstawiono na rys. 10.69. Pierwszą czynnością w tym procesie stanowi wykonanie matryc, w których wytwarza się modele jednorazowe. W przypadku produkcji jednostkowej



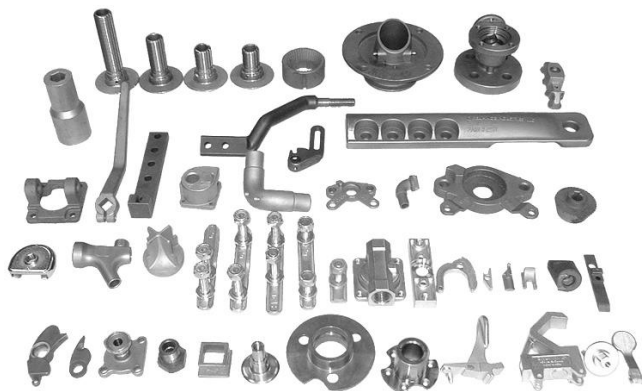
Rys. 10.69. Schemat procesu odlewania metodą wytapianych modeli; na podstawie [52]

i małoseryjnej matrycy te wykonuje się z tworzyw niemetalowych (gips, cement, żywica epoksydowa, guma itp.), natomiast w produkcji seryjnej i masowej wykorzystuje się matryce wykonane ze stali lub stopów aluminium. Po wykonaniu matrycy przystępuje się do wytworzenia modelu jednorazowego, co wymaga: przygotowania odpowiedniej masy modelowej, wykonania modeli odlewu i modeli układu wlewowego (przy wykorzystaniu pras pneumatycznych, hydraulicznych lub urządzeń wtryskowych) oraz wykonania bloków modeli i zestawów modelowych.

Formę skorupową wykonuje się z masy ceramicznej na osnowie sproszkowanego, płukanego i wyprażonego w temperaturze 1000 °C kwarcu (najczęściej używany), szamotu, cyrkonu, magnezytu itp. Spoiwem wykorzystywanym do łączenia ziaren osnowy jest roztwór krzemianu etylu lub szkło wodne (typowy skład masy to 70% mączki kwarcowej i 30% zhydrolizowanego krzemianu etylu). W zależności od wielkości i kształtu odlewu na model nanosi się od 3 do 5 warstw (powłok) masy ceramicznej o grubości 0,3÷0,7 mm każda, co osiąga się przez zanurzenie zestawów modelowych w masie. Dla zwiększenia podatności formy każdą warstwę masy nałożoną na zestaw modelowy posypuje się grubym piaskiem kwarcowym. Utwardzenie każdej warstwy masy spajanej krzemianem etylu wymaga jej suszenia na powietrzu w czasie 3÷4 godzin, podczas gdy utwardzenie mas ze szkłem wodnym osiąga się przez zanurzenie w roztworze chlorku amonowego w czasie 10÷15 minut.

Wytapianie modeli z form przeprowadza się w gorącej wodzie (80÷85 °C), parze lub gorącym powietrzu (w czasie 5÷15 minut) lub w suszarni elektrycznej. W przypadku form poddanych wytapianiu w wodzie lub parze stosuje się dodatkowe ich suszenie. Następnie formy umieszcza się w pojemnikach z blachy, obsypuje piaskiem kwarcowym lub szamotem, wypala w piecu (w temperaturze 900÷1000 °C) i przygotowuje do zalewania (optymalna temperatura formy w czasie napełniania jej ciekłym tworzywem powinna wynosić 500÷700 °C).

Proces odlewania metodą wytapianych modeli, w stosunku do odlewania do form piaskowych, charakteryzuje się:



Rys. 10.70. Odlewy otrzymane metodą wytapianych modeli [154]

- ❑ brakiem powierzchni podziału formy;
- ❑ możliwością uzyskiwania odlewów z dużą dokładnością wymiarową (minimalna tolerancja wymiarowa wynosi $\pm 0,1$ mm) i wysoką gładkością powierzchni (uzyskuje się chropowatość R_z w zakresie $1 \div 10$ μm);
- ❑ możliwością wytwarzania odlewów o bardzo złożonych kształtach, takich jak wiertła, frezy itp.;
- ❑ zwiększonym uzyskiem ciekłego materiału.

Odlewanie metodą wytapianych modeli wykorzystywane jest przede wszystkim do wytwarzania odlewów drobnych (o masie $0,015 \div 10$ kg) i trudnoobrabialnych (zarówno ze względu na rodzaj materiału jak i kształt odlewu). Można tym sposobem uzyskać wyroby o minimalnej grubości ścianki $1 \div 2$ mm (w przypadku stopów o dobrej lejności nawet $0,4 \div 0,75$ mm). Przykłady odlewów otrzymanych tą metodą pokazano na rys. 10.70.

10.10.3. Odlewanie metodą Shawa

Odlewanie metodą Shawa, opracowane w latach 50-tych XX wieku, wykorzystuje się do wykonywania dużych odlewów precyzyjnych, o masie dochodzącej do 3000 kg, takich jak: kokile, formy ciśnieniowe, matryce kuźnicze, stemple, wirniki różnego rodzaju pomp itd. Przy czym dokładność tej metody odlewania zajmuje miejsce pośrednie między metodą wytapianych modeli i odlewaniem do form skorupowych.

Przebieg odlewania metodą Shawa przedstawiono na rys. 10.71. Polega on wypełnieniu skrzynki formierskiej, z umieszczoną w niej płytą modelową (wykonaną z metalu, żywicy syntetycznej, gipsu lub drewna), masą o konsystencji szlamu (stanowiącą istotę tej metody). Masa ta (szlam) składa się ze sproszkowanych materiałów ogniotrwałych (mączka cyrkonowa, silimanit, mulit), spoiwa (zhydrolizowany krzemian etylu rozpuszczony w spirytusie etylowym) oraz środka utwardzającego (węgiel amonu lub stężony wodorotlenek amonu). Szlam po wleaniu na model żeluje (w żel przechodzi strącony w trakcie hydrolizy kwas krzemowy) w krótkim czasie ($3 \div 12$ min.), przez co uzyskuje się możliwość wyjęcia modelu nawet przy przeciwnych zbieżnościach. Następnie formę wypala się, poprzez zapalenie wydzielających się z niej par alkoholu etylowego i metylowego. Powstająca wówczas na powierzchni formy siatka mikropęknięć polepsza przepuszczalność formy oraz zwiększa jej odporność na zmiany dylatacyjne. Ostatnim

etapem wykonania formy jest jej wypalenie w piecu w temperaturze ok. 1000 °C przez czas kilku minut.

W przypadku wytwarzania odlewów dużych metodą Shawa wykonuje się tylko warstwę przymodelową formy (ze względu na wysoki koszt masy), którą uzupełnia się masą wypełniającą (gruby piasek kwarcowy lub szamot ziarnisty ze szkłem wodnym jako spoiwo). Kolejność czynności w takim przypadku jest następująca. Najpierw z masy wypełniającej wykonuje się formę z wnęką powiększoną o grubość warstwy z masy przymodelowej. Następnie formę tę nakłada się na model i wypełnia szlamem przestrzeń zawartą między modelem a masą wypełniającą.



Rys. 10.71. Proces technologiczny odlewania wg metody Shawa: 1 - przygotowanie materiałów ceramicznych, 2 - przygotowanie spoiwa, 3 - sporządzanie mieszanki, 4 - zalanie formy mieszanką ceramiczną, 5 - oddzielenie formy od modelu, 6 - wypalanie formy, 7 - wygrzanie formy, 8 - zalanie ciekłym metalem [111]

10.10.4. Odlewanie do form półtrwałych

Formy półtrwałe to formy ceramiczne, które przeznaczone są do wielokrotnego użytku (pozwalają na wykonanie nawet kilkudziesięciu odlewów). Wykorzystuje się je przede wszystkim do wytwarzania odlewów żeliwnych dużych i średniej wielkości, ale o prostych kształtach.

Masy formierskie stosowane do wykorzystania form półtrwałych charakteryzują się dobrą wytrzymałością, ogniotrwałością i stałością wymiarową, zarówno podczas nagrzewania jak i chłodzenia. Są to na ogół masy szamotowe, gliniaste, gipsowe i ceramiczne, a w ostatnim okresie także grafitowe.

Formy półtrwałe muszą być wykonane w sposób staranny, masa powinna być silnie zagęszczona, a forma powinna mieć wzmocnienia metalowe. Formy te po wykonaniu są zawsze poddawane dwuetapowemu suszeniu, najpierw na powietrzu przez okres 2÷3 dni, a później w suszarni w temperaturze 400÷500 °C. Przykład półtrwałej formy metalowo-ceramicznej, służącej do wykonania odlewu pierścienia, pokazano na rys. 10.72.

Układ wlewowy stosowany w formach półtrwałych składa się z kształtek szamotowych lub rdzeni, które po zalaniu formy i zakrzepnięciu materiału są oddzielane od odlewu. Następnie ostrożnie usuwa się odlew z formy i przystępuje do jej naprawy, polegającej zwykle na pokryciu jej powierzchni świeżym czernidłem, następnie zakłada się nowy układ wlewowy i przygotowuje formę do ponownego zalania.

Wytwarzanie odlewów w formach półtrwałych odznacza się szeregiem zalet, takich jak: mniejsza pracochłonność formowania, większa oszczędność materiałów formierskich oraz zmniejszona powierzchnia formowania.

10.10.5. Odlewanie kokilowe

Odlewanie kokilowe jest procesem, w którym wykorzystywane są formy metalowe zwane kokilami. Rozróżnia się przy tym dwa rodzaje odlewania kokilowego, tj. grawitacyjne i pod niskim ciśnieniem.

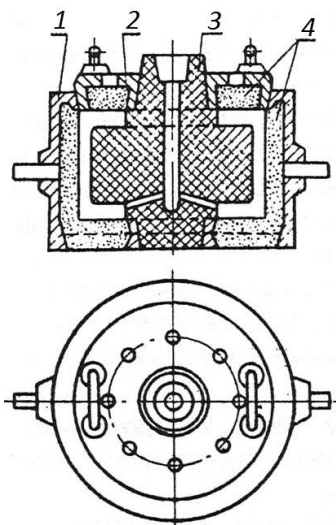
Główne zalety odlewania do form metalowych (kokili) stanowią:

- ❑ wzrost dokładności wykonania odlewów;
- ❑ polepszenie jakości powierzchni odlewów;
- ❑ zwiększenie uzysku materiałowego wskutek zmniejszenia naddatków na obróbkę mechaniczną;
- ❑ lepsze własności wytrzymałościowe odlewów, będące efektem uzyskiwania drobnoziarnistej struktury;
- ❑ brak operacji związanych z transportem i przerobem mas formierskich, przekładający się na łatwość mechanizacji i automatyzacji odlewania;
- ❑ obniżenie kosztów wytwarzania odlewów (o 15÷20%) wskutek zmniejszenia kosztów robocizny i zużycia materiałów;
- ❑ polepszenie warunków pracy w odlewni.

Jednocześnie technologia ta nie jest wolna od szeregu trudności natury technicznej i ekonomicznej, takich jak:

- ❑ obniżenie zdolności do wypełniania wnętrza formy przez metal na skutek szybkiego odprowadzenia ciepła przez kokilę;
- ❑ brak podatności formy skutkujący niebezpieczeństwem powstawania naprężeń wewnętrznych w odlewach, doprowadzających czasami nawet do pęknięcia materiału;
- ❑ niejednakowe własności mechaniczne w różnych miejscach odlewu, szczególnie w przypadku wykorzystywania rdzeni piaskowych;
- ❑ wysokie koszty początkowe oprzyrządowania;
- ❑ niedostateczna trwałość kokili (na ogół jest to kilka tysięcy zalań formy).

Kokile wykonywane są najczęściej z żeliwa, jako konstrukcje skrzynkowe o grubości ścian wynoszących na ogół 2÷5 grubości ścianki odlewu. W przypadku, gdy formy metalowe mają niewielkie rozmiary to wykonuje się je z bloku materiału - zwykle ze stali konstrukcyjnej, rzadziej ze stopów aluminium. Przykładowe kokile wykorzystywane w praktyce odlewniczej pokazano na rys. 10.73.



Rys. 10.72. Półtrwała forma metalowo-ceramiczna do wykonywania odlewu pierścienia: 1 - skrzynka formierska, 2 - pokrywa skrzynki formierskiej, 3 - rdzeń piaskowy, 4 - masa metalowo-ceramiczna [79]



Rys. 10.73. Przykłady metalowych form odlewniczych (kokili) wraz z wykonywanymi w nich odlewami

Odlewanie kokilowe grawitacyjne

Odlewaniem kokilowym grawitacyjnym nazywa się proces odlewania, w którym wypełnienie wnęki formy metalowej (kokili) następuje pod wpływem działania siły ciężkości. Metoda ta wykorzystywana jest do wszystkich stopów odlewniczych, jednak największe zastosowanie znajduje przy odlewaniu stopów metali nieżelaznych (aluminium, miedzi, cynku, magnezu), a w ograniczonym stopniu stopów żelaza (zwłaszcza staliwa).

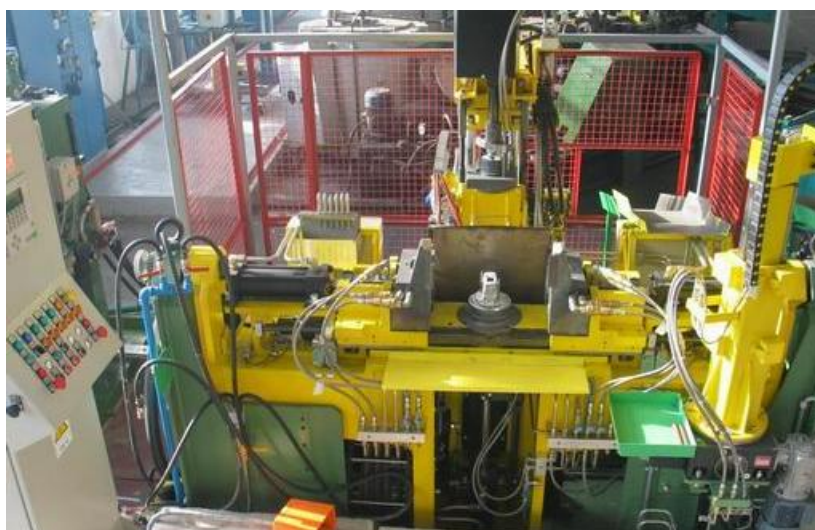
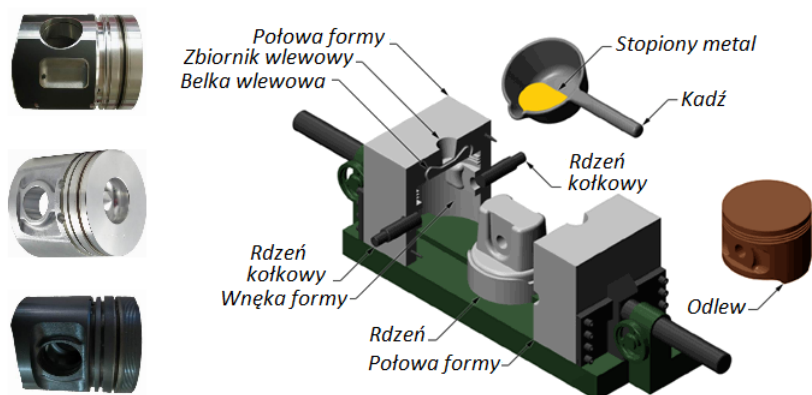
Kokile przed zalaniem ciekłym tworzywem nagrzewa się do temperatury $200 \div 300$ °C. Pomimo tego szybkość odprowadzenia ciepła od przegrzanego materiału i krzepnącego odlewu jest w tych narzędziach $3 \div 5$ razy większa niż w formach piaskowych. Można przy tym sterować intensywnością krzepnięcia odlewu w jego poszczególnych częściach przez: zmianę grubości ścianek kokili, różną temperaturę podgrzania poszczególnych części formy oraz zróżnicowanie grubości ochronnej warstwy ceramicznej nanoszonej na powierzchnie robocze narzędzi (najczęściej jest to mieszanina drobnoziarnistego materiału ognioodpornego (grafitu, glinki, tlenku chromu, talku) szkła wodnego i wody).

Kokila odtwarza zewnętrzne kształty odlewu, podczas gdy jego kształty wewnętrzne określone są przez rdzenie metalowe lub piaskowe, wykonywane różnymi metodami. Przykładowo, tłoki aluminiowe odlewa się stosując rdzenie metalowe (rys. 10.74). Korpus kokili w tym przypadku składa się z trzech części (dwóch połówek formy oraz podstawy), a układ wlewowy umieszczony jest w płaszczyźnie podziału. Powstające w trakcie krzepnięcia materiału gazy są odprowadzane przez kanały odpowietrzające, rozmieszczone wzdłuż powierzchni podziału, których głębokość wynosi $0,2 \div 0,5$ mm.

W przypadku produkcji seryjnej i masowej stosuje się specjalne maszyny, tzw. kokilarki, które mogą mieć przeznaczenie uniwersalne lub specjalne. Maszyny te ze względu na zastosowany układ zwierania kokil dzieli się na jednostronnie, dwustronnie lub wielostronnie zwieralne. Z kolei ze względu na przesuw kokil wyróżnia się kokilarki pionowe, poziome, ukośne lub przechylne, a z uwagi na zastosowany rodzaj napędu na hydrauliczne, pneumatyczne, elektryczne i mieszane. Przykład kokilarki specjalnej stosowanej do wytwarzania odlewów tłoków pokazano na rys. 10.74.

Odlewanie pod niskim ciśnieniem

Odlewanie kokilowe pod niskim ciśnieniem charakteryzuje się tym, że metal wypełnia wnękę formy pod niewielkim ciśnieniem, nie przekraczającym wartości $0,2$ MPa (zwykle jest to $0,01 \div 0,05$ MPa). Zastosowanie tej metody odlewania ograniczone jest praktycznie do stopów lekkich metali nieżelaznych (np. Al, Mg); w szczególności wyko-

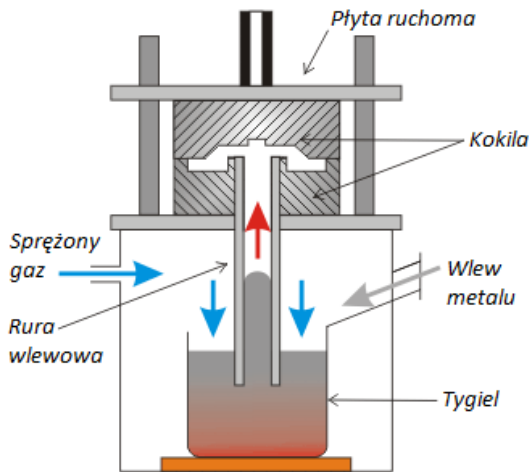


Rys. 10.74. Schemat odlewania kokilowego grawitacyjnego odlewów tłoków (u góry) oraz kokilarka specjalna wykorzystywana do odlewania tłoków (u dołu); na podstawie [25, 104]

rzystywane jest w przemyśle motoryzacyjnym do wykonywania odlewów cienkościennych.

Zasadę dolewania pod niskim ciśnieniem wyjaśnia schemat pokazany na rys. 10.75, na którym przedstawiono także nowoczesną maszynę do odlewania realizowanego tą metodą. Tygiel z ciekłym metalem ogrzewany elektrycznie (indukcyjnie lub oporowo) umieszczony jest w zamkniętej szczelnie komorze, ograniczonej od góry pokrywą, na której spoczywa kokila mająca wewnętrzną połączoną dyszą z rurą wlewową zanurzoną w ciekłym metalu. Po doprowadzeniu do tygla sprężonego gazu (powietrze, azot, gaz obojętny) metal znajdujący się w rurze wlewowej podnosi się i wypełnia wewnętrzną kokili. Po zakrzepnięciu odlewu gaz odprowadza się z komory, powodując cofnięcie ciekłego metalu z rury do tygla. Proces technologiczny wykonania odlewy kończy jego wyjęcie z kokili.

Podczas odlewania niskociśnieniowego proces krzepnięcia odlewu odbywa się pod ciśnieniem, a rolę zasilaczy (nadlewów) spełnia ciekły metal znajdujący się w rurze wlewowej, przez co uzyskuje się znaczne oszczędności materiałowe. Dlatego też tę metodę



Rys. 10.75. Schemat odlewania kokilowego niskociśnieniowego (po lewej) oraz maszyna do odlewania niskociśnieniowego odlewów ze stopów aluminium, wykorzystująca sprężone powietrze (po prawej); na podstawie [37, 66]

wytwarzania odlewów stosuje się chętnie w przypadku wyrobów, których otrzymanie metodą grawitacyjną wymagałoby zastosowania dużych nadlewów.

W stosunku do odlewania grawitacyjnego odlewanie pod niskim ciśnieniem pozwala na:

- duże oszczędności materiału wynikające z ograniczenia wielkości układu wlewowego;
- obniżenie kosztów topienia metali i stopów;
- zmniejszenie pracochłonności związanej z oczyszczaniem i wykańczaniem odlewów;
- wykonywanie odlewów cienkościennych i o skomplikowanym kształcie;
- mechanizację i automatyzację procesu wytwarzania;
- dużą wydajność.

Ujemną cechą tej metody jest zaś konieczność posiadania dużej ilości pieców, ponieważ z jednego pieca (tygla) może być zalana tylko pojedyncza kokila.

10.10.6. Odlewanie odśrodkowe

Odlewanie odśrodkowe (nazywane także odlewaniem do form wirujących) polega na wykorzystaniu siły odśrodkowej do odwzorowania wewnętrznej swobodnej powierzchni odlewu, względnie do zwiększenia ciśnienia w krzepnącym odlewie, co przekłada się na uzyskanie przez niego zwartej budowy. W zależności od położenia osi odlewu oraz osi wirowania wyróżnia się trzy podstawowe sposoby odlewania odśrodkowego. Są to:

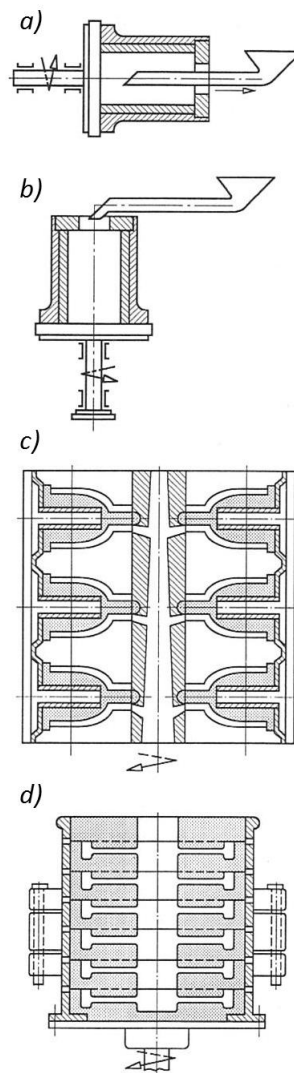
- odlewanie odśrodkowe właściwe, które ma miejsce, gdy oś obrotu odlewu w kształcie bryły obrotowej oraz wirowania pokrywają się (rys. 10.76a, b); w tym przypadku powierzchnie zewnętrzne odlewu określone są przez ścianki formy, a powierzchnie wewnętrzne formowane są swobodnie;

- odlewanie półodśrodkowe, w którym powierzchnie zewnętrzne określone są przez formę, a powierzchnie wewnętrzne przez rdzeń (rys. 10.76c);
- odlewanie pod ciśnieniem odśrodkowym, w którym oś wlewu pokrywa się z osią wirowania, a ciśnienie tworzywa (wywołane siłą odśrodkową) powoduje wypełnienie wnęk formy umieszczonych wokół wlewu (rys. 10.76d).

Odlewanie odśrodkowe pozwala zarówno na uzyskanie przez odlew lepszych własności mechanicznych, jak i na zmniejszenie: porowatości gazowej, ilości zażużeń, jam skurczowych, rzadzisz, naddatków technologicznych (praktycznie eliminowany jest układ wlewowy) i naddatków obróbkowych. Odlewy otrzymywane tą metodą mają także wysoką dokładność wymiarową. Przykładowo, wymiary gabarytowe do 100 mm odlewa się z dokładnością $\pm 0,3 \div 0,4$ mm, jednak dokładność ta spada wraz ze wzrostem wymiarów i dla wymiaru gabarytowego 800 mm wynosi tylko $\pm 2,0 \div 3,5$ mm.

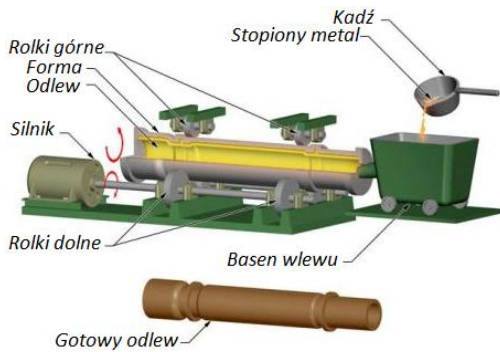
Formy do odlewania odśrodkowego wykonuje się jako metalowe, ceramiczne w obudowie metalowej, grafitowe oraz z tworzyw sztucznych (mniejsze znaczenie mają formy z gumy). Odnośnie form metalowych to wykonuje się je najczęściej z żeliwa szarego niestopowego i stopowego oraz ze stali węglowej i stopowej w postaci tulei jedno-, dwu- lub trójwarstwowych (w przypadku rozwiązania wielowarstwowego możliwe jest wprowadzenie pomiędzy poszczególne warstwy wody chłodzącej narzędzia). Powierzchnie robocze formy pokrywane są warstwą izolacyjną (czernidła, pasty, pokrycia pyłowe z dodatkiem modyfikatorów, a nawet w przypadku odlewów cienkościennych wykładziny z masy ceramicznej), celem zwiększenia trwałości narzędzi oraz uzyskania odpowiedniej mikrostruktury odlewu. Temperatura formy w trakcie jej zalewania, w zależności od rodzaju i grubości ścianek odlewu, powinna wynosić od 200 °C (odlewy grubościennie) do 500 °C (rury żeliwne).

Metodę odlewania odśrodkowego stosuje się najczęściej do wykonywania: odlewów rurowych (np. rury wodociągowe, rury kanalizacyjne, lufy armatnie), różnego rodzaju tulei (np. na pierścienie tłokowe, łożyska ślizgowe), pierścieni, cylindrów silników spalinowych, stopniowanych osi i wałków, wirników pomp oraz wałków bimetalowych. Metodą tą wykonywane są wyroby ze staliwa, żeliwa, stopów metali nieżelaznych (w szczególności stopy Cu) oraz stopów żaroodpornych i żarowytrzyma-

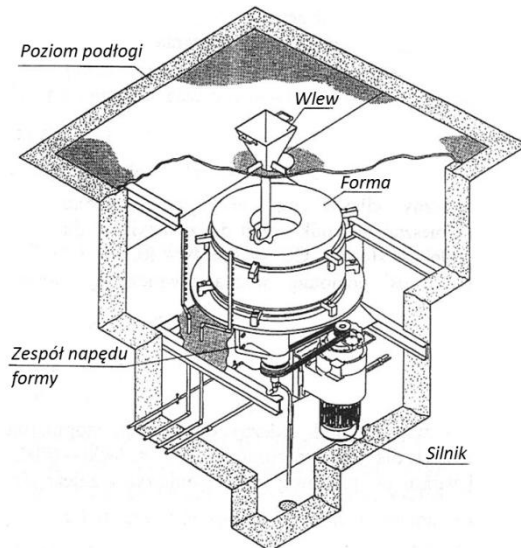


Rys. 10.76. Metody odlewania odśrodkowego: a) odśrodkowe właściwe o poziomej osi wirowania, b) odśrodkowe właściwe o pionowej osi wirowania, c) półodśrodkowe, d) pod ciśnieniem odśrodkowym [62]

tych. Przykładowe stanowiska służące do odlewania odśrodkowego właściwego o poziomej i pionowej osi obrotu przedstawiono odpowiednio na rys. 10.77 i 10.78.



Rys. 10.77. Odlewanie odśrodkowe właściwe o poziomej osi obrotu: schemat procesu (po lewej) oraz stanowisko przemysłowe (po prawej); na podstawie [13, 150]



Rys. 10.78. Odlewanie odśrodkowe właściwe o pionowej osi obrotu: schemat procesu (po lewej) oraz stanowisko przemysłowe (po prawej); na podstawie [105, 159]

10.10.7. Odlewanie pod wysokim ciśnieniem

Odlewanie pod wysokim ciśnieniem (odlewanie ciśnieniowe) polega na wtlaczaniu do wnętrza formy metalowej ciekłego tworzywa (metal, stopu) pod ciśnieniem wynoszącym od 2 do 350 MPa i stanowi rozwinięcie odlewania kokilowego. Ta metoda odlewania odznacza się szeregiem zalet, do których zalicza się:

- bardzo dużą dokładność wymiarową odlewów (możliwe jest uzyskanie odchyłek rzędu $\pm 0,01$ mm);

- ❑ małą chropowatość powierzchni odlewów ($R_z = 6,3 \div 10 \mu\text{m}$);
- ❑ możliwość wytwarzania odlewów cienkościennych (o grubości ścianek powyżej 0,7 mm) i o skomplikowanych kształtach;
- ❑ ograniczenie lub wyeliminowanie obróbki skrawaniem, w tym także i otworów;
- ❑ lepszą jakość odlewów, wynikającą z uzyskania pożądanej struktury drobnoziarnistej materiału;
- ❑ zmniejszenie masy odlewów w następstwie stosowania niewielkich naddatków na obróbkę mechaniczną ($0,25 \div 0,8 \text{ mm}$);
- ❑ zwiększony uzysk materiałowy (ok. 95%), wynikający ze stosowania prostego układu wlewowego oraz z wyeliminowania nadlewów;
- ❑ bardzo dużą wydajność ($30 \div 1000$ zalań formy na godzinę);
- ❑ zmniejszenie nakładów pracy na oczyszczanie i wykańczanie odlewów.

Jednakże proces ten nie jest wolny od wad, z których ważniejsze stanowią:

- ❑ wysoki koszt oprzyrządowania oraz ciśnieniowych maszyn odlewniczych;
- ❑ ograniczenia masy i wielkości odlewów;
- ❑ stosunkowo długi czas przygotowania produkcji.

W zależności od konstrukcji maszyny do odlewania ciśnieniowego dzieli się na maszyny gorąckomorowe i zimnokomorowe, w których nacisk na metal wywierany jest pneumatycznie lub hydraulicznie.

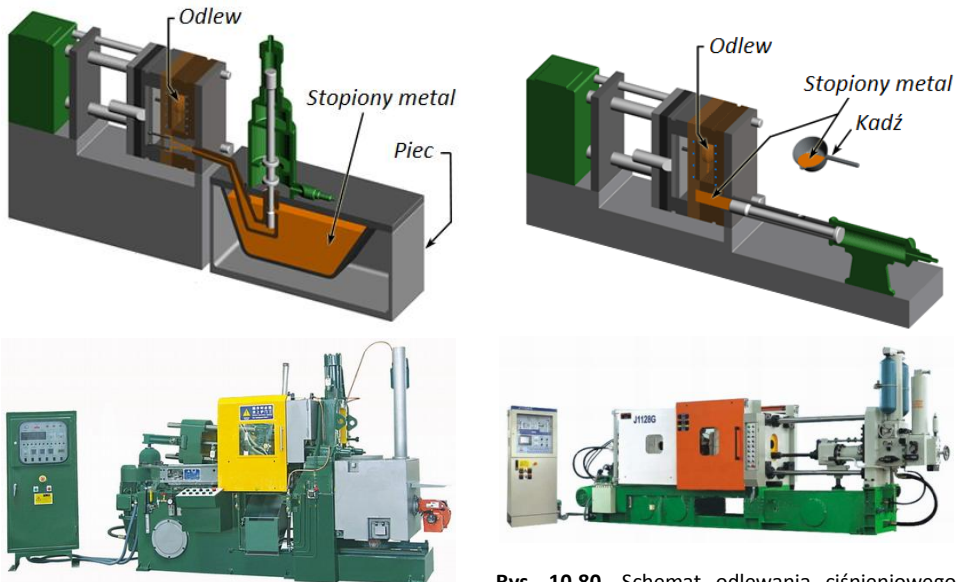
W maszynach gorąckomorowych (rys. 10.79) komora prasowania zanurzona jest w tyglu z ciekłym tworzywem. Przemieszczający się w dół tłok wywiera ciśnienie na materiał znajdujący się w komorze, wciskając go do wnęki formy. Po skrzepnięciu odlewu tłok unosi się do góry i następuje ponowne wypełnienie komory ciekłym materiałem przepływającym z tygla (ta odmiana odlewania ciśnieniowego stosowana jest do wykonywania odlewów z materiałów charakteryzujących się niską temperaturą topnienia, takich jak stopy cynku i ołowiu).

W maszynach zimnokomorowych (rys. 10.80) komora prasowania nie jest zanurzona w ciekłym metalu, który w tym przypadku dostarczany jest do komory ręcznie lub automatycznie. Przy czym komory ciśnieniowe mogą być sytuowane poziomo (przypadek często występujący w praktyce) lub pionowo. W tej metodzie odlewania ciśnieniowego ciekły materiał nie oddziałuje w sposób ciągły na elementy maszyny (w szczególności na tłok i cylinder) poza momentem wywierania nacisku i dlatego metoda ta może być wykorzystana do odlewania stopów o wyższej temperaturze topnienia.

W procesie odlewania ciśnieniowego ma miejsce specyficzny przebieg wypełniania formy odlewniczej, który obejmuje:

- ❑ zalewanie komory ciekłym tworzywem, bez wywierania na nie ciśnienia;
- ❑ wypełnianie wnęki formy ciekłym tworzywem, które przebiega pod ciśnieniem mniejszym od ciśnienia maksymalnego;
- ❑ wywieranie na tworzywo ciśnienia maksymalnego celem dokładnego wypełnienia wnęki formy i nadania odlewowi ostatecznego kształtu;
- ❑ wywieranie na tworzywo ciśnienia statycznego w trakcie jego krzepnięcia;
- ❑ ewentualne wywieranie ciśnienia na odlew dla wywołania odkształceń plastycznych.

Metoda odlewania pod wysokim ciśnieniem znalazła zastosowanie do wytwarzania: szerokiego asortymentu odlewów ze stopów Zn, Mg, Al, Cu oraz wyrobów dla elektrotechniki (wyłączniki, korpusy itp.), motoryzacji (pompy paliwowe, korpusy, gaźniki, szczęki i bębny hamulcowe, klamki itp.), mechaniki precyzyjnej (lornetki, powiększalniki itp.) i wielu innych dziedzin.



Rys. 10.79. Schemat odlewania ciśnieniowego gorzokomorowego (u góry) wraz z maszyną wykorzystywaną w tym procesie (u dołu) [20, 45]

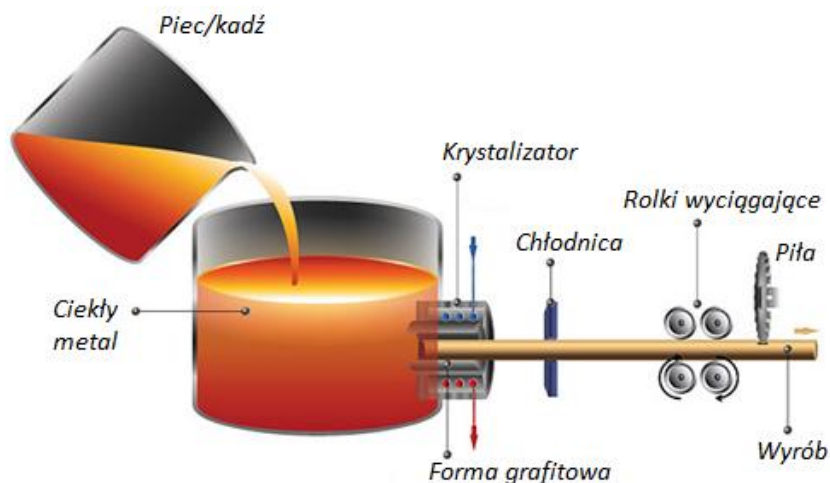
Rys. 10.80. Schemat odlewania ciśnieniowego zimnokomorowego (u góry) wraz z maszyną wykorzystywaną w tym procesie (u dołu) [16, 20]

10.10.8. Odlewanie ciągłe

Odlewanie ciągłe polega na wytwarzaniu odlewów o stałym przekroju poprzecznym i znacznej długości. Istotą procesu jest przy tym ciągłe doprowadzanie ciekłego tworzywa do krystalizatora (forma metalowa intensywnie chłodzona wodą) oraz odbieranie z niego odlewu w miarę krzepnięcia tworzywa.

Najważniejszym elementem urządzenia do odlewania ciągłego jest krystalizator, który wywiera bezpośredni wpływ zarówno na jakość wytwarzanych odlewów, jak i na wydajność procesu. Materiał, z którego wykonany jest krystalizator powinien cechować się dobrą przewodnością cieplną, odpornością na odkształcenia cieplne i zużycie chemiczne, jak również powinien mieć dobrą wytrzymałość w warunkach pracy. Obecnie krystalizatory wykonywane są z miedzi, mosiądzów, stali, a także z grafitu.

Ważniejszymi parametrami procesu odlewania ciągłego, wpływającymi na jakość uzyskiwanych odlewów, są:

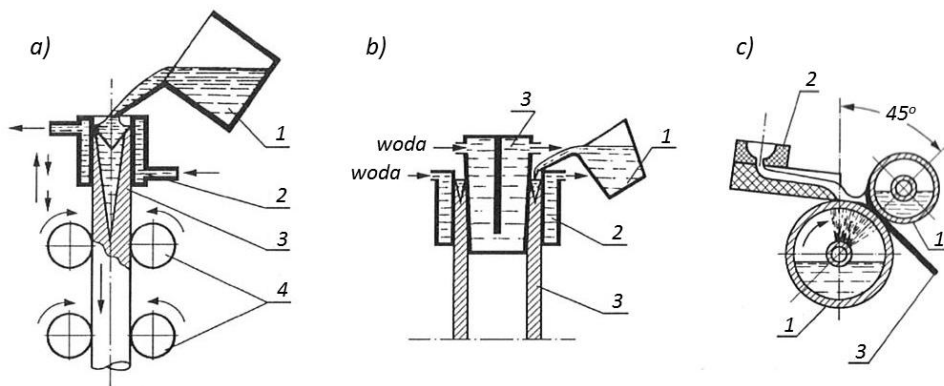


Rys. 10.81. Schemat procesu odlewania ciągłego z wykorzystaniem krystalizatora poziomego; na podstawie [44]

- ❑ temperatura odlewania – zaleca się by temperatura w piecu podgrzewczym (rys. 10.81) była o ok. 50 °C wyższa od temperatury likwidusu ciekłego materiału, gdyż przeciwdziała to zbytniemu nasyceniu stopu szkodliwymi gazami i zapewnia optymalne warunki odlewania;
- ❑ prędkość odlewania i wyciągania odlewu, która powinna zapewniać korzystną strukturę i zwartość odlewu; stopy o dużej skłonności do pęknięć powinny być odlewane z małą prędkością, zaś stopy plastyczne z większą; prędkość odlewania zawiera się w przedziale od kilku do 500 mm/s i jest regulowana prędkością obrotową rolek wyciągających (rys. 10.81).

W procesie odlewania ciągłego odlew chłodzony jest w dwóch etapach. W pierwszym z nich czynnikiem chłodzącym są ścianki krystalizatora, a w drugim po opuszczeniu krystalizatora) powietrze. Podczas odlewania ważnym jest równomierne chłodzenie oraz smarowanie (np. przez spryskiwanie emulsją z grafitem) powierzchni roboczych krystalizatora, gdyż zapewnia to eliminację wystąpienia pęknięć powierzchniowych i zatarć, ułatwia usuwanie odlewu oraz podnosi trwałość krystalizatora.

Odlewanie ciągłe znajduje zastosowanie przy wytwarzaniu odlewów wałków, rur, blach i kształtowników, wykonywanych ze stopów metali nieżelaznych oraz staliwa i żeliwa szarego. Wyroby wytwarzane tą metodą charakteryzują się brakiem porowatości skurczowej oraz podwyższonymi własnościami mechanicznymi, będącymi skutkiem intensywnego chłodzenia. Cechą ujemną tak produkowanych odlewów jest możliwość występowania w nich dużych naprężeń wewnętrznych. Na rys. 10.82 Przedstawiono schematycznie procesy odlewania ciągłego wałka, rury i blachy.



Rys. 10.82. Zasady odlewania ciągłego: a) wałka, 1 - kadź, 2 - krystalizator chłodzony wodą, 3 - odlew, 4 - rolki ciągnące odlew; b) rury, 1 - kadź, 2 - część zewnętrzna krystalizatora, 3 - krystalizator odtwarzający wewnętrzną powierzchnię rury, 4 - odlew rury; c) blachy, 1 - krystalizatory walcowe, 2 - zbiornik z ciekłym metalem, 3 - odlew blachy [62]

Materiały źródłowe

1. *20MCC Group Starts Oven Baking for Cold-rolling Line in Taiyuan (China Metallurgical Group Corporation)*. [Online], [dostęp 3 sierpień 2014], dostępny w Internecie: http://article.wn.com/view/2014/06/10/20MCC_Group_Starts_Oven_Baking_for_Coldrolling_Line_in_Taiyu_1/
2. *Aluminium innovation*. [Online], [dostęp 2 luty 2014], dostępny w Internecie: http://inventions.ru/post_1213205047.html
3. *Artisan Foundry Store*. [Online], [dostęp 28 sierpień 2014], dostępny w Internecie: http://artisanfoundry.co.uk/store/product_info.php?cPath=30&products_id=58&osCsid=932b7bbb45af1524a27fd64a7709dd8e
4. *ASM Handbook. Casting*, Wyd. ASM International 1992
5. *Badania mikroskopowe żeliw*, [Online], [dostęp 16 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.labmat.pw.plock.pl/metal/zeliwa/zeliwa.htm>
6. *Blast Furnace Parts*, [Online], [dostęp 24 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: <http://aerographite.com/blast-furnace-parts/>
7. *BMW Foundry the World's First Emissions-Free Facility*. [Online], [dostęp 25 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.mwerks.com/artman2/publish/bmw/BMW-Foundry-the-World-s-First-Emissions-Free-Facility.shtml>
8. Brensing K. H., Sommer B. *Steel Tube and Pipe Manufacturing Processes*. [Online], [dostęp 6 sierpień 2014], dostępny w Internecie: http://www.smrw.de/files/steel_tube_and_pipe.pdf
9. *Bright Bar India*. [Online], [dostęp 19 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.brightbarindia.com/product6.htm>
10. *Bulk Deformation Processes*. [Online], [dostęp 26 lipiec 2014], dostępny w Internecie: http://www3.nd.edu/~manufact/MPEM_pdf_files/Ch06.pdf
11. *Casting Pattern*. [Online], [dostęp 13 sierpień 2014], dostępny w Internecie: http://www.weiku.com/products/5972338/Casting_Pattern.html
12. Celikow A. I. *Spiecjalnuje prokatnyje stany*. Wyd. Mietałurgija, Moskwa 1971
13. *Centrifugal casting*. [Online], [dostęp 17 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.custompartnet.com/wu/centrifugal-casting>
14. Chudzikiewicz R., Briks W. *Podstawy metalurgii i odlewnictwo*. Wyd. PWN, Warszawa 1977
15. Ciał A., Frydrych H., Pieczonka T. *Zarys metalurgii proszków*. Wyd. Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1992
16. *Cold Chamber Die-Casting Machine (J1128k(280t))*. [Online], [dostęp 23 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://hybers.en.made-in-china.com/offer/AeJmGNzOHuWs/Sell-Cold-Chamber-Die-Casting-Machine-J1128k-280t-.html>

17. *Continuous steel casting in modern steel mill*, [Online], [dostęp 8 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.constructionphotography.com/Details.aspx?ID=2352&Typel D=1>
18. Danchenko V., Dyja H., Lesik L., Mashkin L., Milenin A. *Technologia i modelowanie procesów walcowania w wykrojach*, Wyd. Wydziału Inżynierii Procesowej, Materiałowej i Fizyki Stosowanej Politechniki Częstochowskiej, Częstochowa 2002
19. *Danieli Team*. [Online], [dostęp 7 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.danieli.com/danieli-team/divisions-and-products>
20. *Die casting*. [Online], [dostęp 23 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.cu.stompartnet.com/wu/die-casting>
21. Dobrucki W. *Zarys obróbki plastycznej metali*. Wyd. Śląsk, Katowice 1975
22. Dobrzański L. A. *Metaloznawstwo opisowe*. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2013
23. Dobrzański L. A. *Podstawy nauki o materiałach i metaloznawstwo*. WNT, Warszawa 2002
24. *Drawing die nibs*. [Online], [dostęp 11 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.qrbiz.com/product/984436/Drawing-die-nibs.html>
25. *Drouzhba*. [Online], [dostęp 13 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.drouzhba.eu/EN/pistons.html>
26. Dymski S., Oleszycki H. *Metalurgia*. Wyd. ATR, Bydgoszcz 1994
27. *EHP WAGETETECHNIK*. [Online], [dostęp 27 wrzesień 2014], dostępny w Internecie: http://www.ehp.de/en/Crane_Scales_in_use_.html
28. *Electric Arc Furnace*, [Online], [dostęp 30 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://ietd.iipnetwork.org/content/electric-arc-furnace>
29. *Emma Herman-Smith and Kevin Reid: Bronze Casting*. [Online], [dostęp 27 wrzesień 2014], dostępny w Internecie: <http://scottishsculptureworkshop.wordpress.com/2012/11/09/emma-herman-smith-and-kevin-reid-bronze-casting/>
30. Erbel S., Kuczyński K., Marciniak Z. *Techniki wytwarzania. Obróbka plastyczna*. Wyd. PWN, Warszawa 1981
31. Fedorszyn A., Smyksy K., Ziółkowski E. *Maszynoznawstwo odlewnicze. Laboratorium*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2008
32. *Ferrous Metals and Alloys: Production, General Properties, and Applications Processing of Metal Powders. Chapter 5*, [Online], [dostęp 29 listopad 2013], dostępny w Internecie: http://www3.nd.edu/~manufact/MET_pdf_files/MET_Ch5.pdf
33. *File:Alumina powder.pdf*, [Online], [dostęp 25 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: http://en.wikipedia.org/wiki/File:Alumina_powder.pdf
34. Głowacka M. i in. *Metaloznawstwo*. Wyd. Politechniki Gdańskiej, Gdańsk 1996
35. Godlewski Z. *Modelarstwo. Część I*. Wyd. PWSZ, Warszawa 1963
36. Górny Z. *Odlewnicze stopy metali nieżelaznych*, Wyd. Naukowo-Techniczne, Warszawa 1992
37. *Gravity Die Casting*. [Online], [dostęp 13 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.ampcometal.com/en/index.php?page=gravity>
38. Grochowski E., Grosman F., Oskędra K. *Maszyny cięgarskie*. Wyd. Śląsk, Katowice 1976
39. Gronostajski Z. *Badania stosowane w zaawansowanych procesach kształtowania plastycznego*. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2003

40. Gronowski S. P. *Nowyje procesy i stany dla prokatki izdelij w wintowych kalibrach*. Wyd. Miedalurgija, Moskwa 1980
41. *Hand Molding Method of Sand Casting*. [Online], [dostęp 30 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.iron-foundry.com/hand-molding-method.html>
42. *Haroon & Company*. [Online], [dostęp 28 lipiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.harooncompany.com/>
43. Holtzer M. *Procesy metalurgiczne i odlewnicze stopów żelaza. Podstawy fizykochemiczne*, Wyd. Naukowe PWN, Warszawa 2013
44. *Horizontal continuous casting*. [Online], [dostęp 25 październik 2014], dostępny w Internecie: http://www.kmmmetals.com/eng/kmm/nepartraukta_liesana2/horizontala/
45. *Hot Chamber Die Casting Machines*. [Online], [dostęp 23 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://chennai.all.biz/hot-chamber-die-casting-machines-g460456#.VEk41mccSUK>
46. *How Attritor Works*, [Online], [dostęp 15 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: http://www.attritor.in/attritor_working.html
47. *Hutnictwo żelaza i stali*, [Online], [dostęp 27 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.ropczyce.com.pl/hutnictwo-zelaza-i-stali-308,2.html>
48. *Hydraulizylinder nach Maß*. [Online], [dostęp 15 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://hunger-hydraulik.de/>
49. *In situ Microtomography Study of Metallic Powder. Sintering*. [Online], [dostęp 14 październik 2013], dostępny w Internecie: <http://www.esrf.eu/UsersAndScience/Publications/Highlights/2002/Materials/MAT3>
50. *Induction furnace*, [Online], [dostęp 30 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.abb-furnace.com/furnaces/induction-furnace.html>
51. *Ingot parts*, [Online], [dostęp 3 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.tymetals.com/ingot/facility.html>
52. *Investment Casting*. [Online], [dostęp 4 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.custompartnet.com/wu/investment-casting>
53. ISO 836:2001 *Terminology for refractories*.
54. Kajzer S., Kozik R., Wusatowski R. *Walcowanie wyrobów długich. Technologie walcownicze*. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2004
55. *Kaldo furnace*, [Online], [dostęp 28 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.outotec.com/en/Products--services/Process-equipment/For-smelting/Kaldo-furnace/>
56. Karwan T. *Metalurgia metali nieżelaznych*, Kraków-Bukowno 2013
57. Kazanecki J. *Wytwarzanie rur bez szwu*, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2003
58. *Kemet*. [Online], [dostęp 14 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.kemet.co.uk/products/toolroom/Diprofil-files-and-accessories>
59. *KESHAV IMPEX F.Z.E.* [Online], [dostęp 30 lipiec 2014], dostępny w Internecie: <http://kehavimpex.com/products.html>
60. *KGHM Polska Miedź SA*, [Online], [dostęp 30 marzec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.kghm.pl/>
61. *Kodiak group. Solutions by innovation*, [Online], [dostęp 23 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.kodiakgroup.us/engproducts-er.htm>

62. Kosowski A. *Zarys odlewnictwa*. Wyd. AGH, Kraków 1997
63. *Krakodlew SA*, [Online], [dostęp 7 grudzień 2013], dostępny w Internecie: http://www.krakodlew.com.pl/en/wlewnice_kwadratowe.html
64. Kudrin W. A., Parma W. *Technologija poluczenija kaczestviennoj stali*, Wyd. Metalurgija, 1984
65. *Ladle furnace*, [Online], [dostęp 3 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://ae-bds.en.made-in-china.com/product/HbumMdjXqcn/China-Ladle-Furnace.html>
66. *Laempe low-pressure casting*. [Online], [dostęp 13 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.laempe.com/en/products/casting-solutions/low-pressure-casting/>
67. Lange K. *Handbook of Metal Forming*, McGraw-Hill Book Company 1985
68. *Le moulage à mousse perdue*. [Online], [dostęp 14 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.nitromag.fr/2006/03/le-moulage-a-mousse-perdue/>
69. *Leszczyna - kolebka śląskiej miedzi*, [Online], [dostęp 29 marzec 2014], dostępny w Internecie: http://dymarkikaczawskie.pl/przystanek_2.htm
70. Lis T. *Współczesne metody otrzymywania stali*, Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2000
71. Litwińczuk-Kwaśnicka M. Aluminium. Metody otrzymywania oraz odzysku z materiałów odpadowych. *Gospodarka Surowcami Mineralnymi* 2008, z. 2/3, s. 179-185
72. Łędzki A., Zieliński K., Klimczyk A. *Podstawy technologii wytwarzania i przetwarzania. Część V. Stalownictwo*, [Online], [dostęp 23 listopad 2013], dostępny w Internecie: http://home.agh.edu.pl/~zmsz/pliki/ptwip/05_Stalownictwo.pdf
73. Łędzki A., Zieliński K., Klimczyk A. *Podstawy technologii wytwarzania i przetwarzania. Część VI. Przeróbka plastyczna*, [Online], [dostęp 26 lipiec 2014], dostępny w Internecie: http://home.agh.edu.pl/~zmsz/pliki/ptwip/06_Przerobka_plastyczna.pdf
74. Łuksza J. *Elementy cięgarstwa*, Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2001
75. Manzhurin I. P., Sidorina E. A., Medvedeva I. E., Dostayeva A. M., *Calculation of key parameters roller of the crusher*, [Online], [dostęp 15 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: http://www.rusnauka.com/29_DWS_2011/Tecnic/1_95415.doc.htm
76. *Materiały spiekane i wytwarzane metodami metalurgii proszków*, [Online], [dostęp 10 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://dc226.4shared.com/doc/lxfoAh5H/preview.html>
77. Mazanek T. *Metalurgia stali*, Wyd. Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1973
78. Mazanek T., Mazanek E. *Technologia procesów metalurgicznych. Cz. 1*. Wyd. Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1984
79. Mazurkiewicz J., Szymshal J., Ścierański J. *Podstawy technologii przetwórstwa metali*. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice 2003
80. McGannon H. E., ed., *The Making, Shaping and Treating of Steel*, United States Steel Corporation, 8th ed., 1964
81. Metale. Próba rozciągania. Część 1. Metoda badania w temperaturze pokojowej. *Polska norma PN-EN ISO 6892-1*, Listopad 2010
82. *Montanstahl. Cold drawing*. [Online], [dostęp 19 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.montanstahl.com/products/special-profiles/cold-drawing/>
83. Moore J. J. *Chemical Metallurgy*, Wyd. II Butterworths, Londyn 1990

84. Nadachowski F. *Zarys technologii materiałów ogniotrwałych*. Śląskie Wydawnictwo Techniczne, Katowice 1995
85. *Nail making machine*. [Online], [dostęp 14 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.nail-making-machine.cn/>
86. Niesler M. i in. *Najlepsze dostępne techniki (BAT). Wytyczne dla produkcji żelaza i stali. Huty zintegrowane*. Ministerstwo Środowiska, Warszawa 2005
87. Niesler M. i in. *Najlepsze dostępne techniki (BAT). Wytyczne dla produkcji żelaza i stali. Walcowanie na gorąco*. Ministerstwo Środowiska, Warszawa 2007
88. *North America's Largest Metal Forming, Fabricating, Welding and Finishing Event*. [Online], [dostęp 3 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://s36.a2zinc.net/clients/sme/fabtech2013/public/Booth.aspx?IndexInList=9&Upgrade=&FromPage=ExhibitorSearch.aspx&BoothID=156324&Task=ProductsDetails&PRODID=2471>
89. *November 2012 Hot Metal Blog – Hobby Foundry Info*. [Online], [dostęp 14 sierpień 2014], dostępny w Internecie: http://myfoundrycoach.com/blog/?page_id=261
90. *Nowoczesne technologie prasowania i spiekania wyrobów z proszków spiekanych stosowanych w przemyśle motoryzacyjnym i lotniczym – w świetle badań literaturowych*, [Online], [dostęp 10 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.openaccesslibrary.com/vol15/2.pdf>
91. *Odlewnia wyrobów aluminiowych. Innowacja Sp. z o.o.* [Online], [dostęp 14 wrzesień 2014], dostępny w Internecie: http://www.innowacja.net.pl/Oferta/odlewnia_piaskowa.html
92. Olszak F., Mazanek T. *Metalurgia stali. Tom 1. Proces martenowski*. Wyd. Górniczo-Hutnicze, Katowice 1961
93. *Online Spiral Pipe with Dual Seam Tracking*. [Online], [dostęp 7 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.youtube.com/watch?v=7-HqGyoYhDM>
94. *Open hearth shop*, [Online], [dostęp 20 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://dmz.donetsksteel.com/en/company/shops/openhearth>
95. *Open-hearth furnace*, [Online], [dostęp 19 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.britannica.com/EBchecked/media/1532/Open-hearth-furnace>
96. Ostrowski T. *Metalurgia proszków*. Wyd. Politechniki Lubelskiej, Lublin 1986
97. *Otto Junker. Channel-type induction holding furnaces*, [Online], [dostęp 28 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.otto-junker.de/go/en/products-technologies/furnaces-for-cast-iron-steel/channel-type-induction-holding-furnaces.html>
98. *P/M Process*, [Online], [dostęp 15 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.gtbcomponents.co.uk/process.html>
99. Pater Z. *Walcowanie poprzeczno-klinowe*. Wyd. Politechniki Lubelskiej, Lublin 2009
100. Pater Z. *Wybrane zagadnienia z historii techniki*. Wyd. Politechniki Lubelskiej, Lublin 2011
101. Pater Z., Samołyk G. *Podstawy technologii obróbki plastycznej*, Wyd. Politechniki Lubelskiej, Lublin 2013
102. Pater Z., Tomczak J. *Walcowanie śrubowe kul do młynów kulowych*, Wyd. Politechniki Lubelskiej, Lublin 2012
103. *Pattern Making as Engineering Art – The Musket V-Twin*. [Online], [dostęp 13 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://thekneeslider.com/pattern-making-as-engineering-art-the-musket-v-twin/>

104. *Permanent Mold Casting*. [Online], [dostęp 13 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.custompartnet.com/wu/permanent-mold-casting>
105. Perzyk M., Waszkiewicz S., Kaczorowski M., Jopkiewicz A. *Odlewnictwo*, Wyd. Naukowo-Techniczne, Warszawa 2000
106. *PRAB Zarządzanie złomem metalowym*, [Online], [dostęp 16 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.prab.pl/chip%20processing%20pacesetter.html>
107. Praca zbiorowa. *Encyklopedia Techniki. Metalurgia*. Wyd. "Śląsk", Katowice 1978
108. *Processing of Metal Powders. Chapter 17*, [Online], [dostęp 14 październik 2013], dostępny w Internecie: http://www3.nd.edu/~manufact/MET_pdf_files/MET_Ch17.pdf
109. *Próbki pod mikroskopem*, [Online], [dostęp 10 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: <http://zszjanow.ddl2.pl/praca/probkimetal.htm>
110. *QUAD Engineering*. [Online], [dostęp 30 lipiec 2014], dostępny w Internecie: <http://quadeng.com/products/steel/bar-structural-shape-rolling-finishing/equipment-design-supply-1/index.html>
111. Rączka J., Tabor A., Haduch Z. *Odlewnictwo*. Wyd. Politechniki Krakowskiej, Kraków 1996
112. Rodek M. *Maszyny i urządzenia metalurgiczne*. Wyd. Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1981
113. Romański A. *Żeliwa*, [Online], [dostęp 14 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.kmimp.agh.edu.pl/pliki/zeliwa.pdf>
114. *RTE - Application Structure testing with resonancen analysis*, [Online], [dostęp 29 grudzień 2013], dostępny w Internecie: http://www.rte.de/en/Anwendungen_en/Gefuege_Anwendungsubersicht-en.php
115. Rutkowski W. *Projektowanie i właściwości wyrobów spiekanych z proszków i włókien*. PWN 1977
116. Sakwa W. *Żeliwo*, Wyd. "Śląsk", Katowice 1974
117. Samołyk G. *Wybrane zagadnienia z technologii i teorii prasowania obwiedniowego*. Wyd. Politechniki Lubelskiej, Lublin 2012
118. *Shell Mold Casting*. [Online], [dostęp 4 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.custompartnet.com/wu/shell-mold-casting>
119. *Sinter Metals. Sinter Forging Process*, [Online], [dostęp 11 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.aichiforge.com/powdered-metal-sinter-forging.html>
120. Sińczak J. (red.) *Podstawy procesów przeróbki plastycznej*, Wydawnictwo Naukowe AKAPIT, Kraków 2010
121. *Sitex. Sita przemysłowe*. [Online], [dostęp 4 październik 2013], dostępny w Internecie: <http://www.eurositex.cz/pl/laboratorni-program/>
122. *Slip-type wire drawing machines with WET process*. [Online], [dostęp 14 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.team-meccanica.it/>
123. Smoleńska H., *Metalurgia proszków. Część I*, [Online], [dostęp 10 listopad 2013], dostępny w Internecie: http://www.pg.gda.pl/mech/kim/TM1_5.pdf
124. *SMS Siemag SA*. [Online], [dostęp 7 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.sms-siemagsa.com/en/News.html>
125. *Stale i inne stopy żelaza*, [Online], [dostęp 14 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://dc532.4shared.com/doc/RZETq6qp/preview.html>

126. *Steel making processes*, [Online], [dostęp 30 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.inductothermgroup.com/Home/Metal-Material/Steel-and-Specialty-Alloys/Steel-Making-Processes/>
127. *Steel*, [Online], [dostęp 23 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.britannica.com/EBchecked/topic/564627/steel>
128. *Steelmaking & Secondary Metallurgy*, [Online], [dostęp 4 grudzień 2013], dostępny w Internecie: http://www.innse.com/steel/ne_produ.htm
129. *Sturdy Fabricated Fix Moulding Boxes*. [Online], [dostęp 28 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.mouldingboxes.com/sturdy-fabricated-fix-moulding-boxes.html>
130. Sypniewski R. *Walcownictwo i cięgarstwo*. Wydawnictwa Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1988
131. Szczepanik P. *Przeróbka plastyczna materiałów spiekanych z proszków i kompozytów*. Wyd. AGH, Kraków 2003
132. Szczerba J. Klasyfikacja materiałów ogniotrwałych według zunifikowanych norm europejskich. *Materiały Ceramiczne* 2006, nr 1, s. 6-16
133. Tabor A. *Techniki wytwarzania. Tom I. Wybrane zagadnienia z odlewnictwa*. Wyd. Politechniki Krakowskiej, Kraków 1998
134. Tabor A., Rączka J., Kowalski J., Kraus E. *Metallurgia*. Wyd. Politechniki Krakowskiej, Kraków 1999
135. *The Bessemer Process*, [Online], [dostęp 23 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://www.xtimeline.com/evt/view.aspx?id=742690>
136. *The chemistry of steelmaking. Electric Arc Furnace*, [Online], [dostęp 30 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://resources.schoolscience.co.uk/Corus/14-16/steel/msch6pg2.html>
137. *The Electroslab Heavy Engineering Works*. [Online], [dostęp 7 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.eztm.ru/products/prokatdevice/detailsans/sharoprocc/>
138. *ThyssenKrupp Materials NA*. [Online], [dostęp 19 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: http://www.gspsteelprofiles.com/manufacturing_processes.html
139. *TianJin New Wei San Industrial Co., Ltd.*, [Online], [dostęp 23 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.nws.cn/Foundry/melting.aspx>
140. Tomczak J., Pater Z., Bartnicki J., Kazanecki J., Chyła P. Wpływ metody kalibrowania wykrojów śrubowych na jakość kul walcowanych w walcarkach skośnych. *Przegląd Mechaniczny* 2012, Nr 11, s. 33 – 40
141. *TOP STORIES OF 2011 - Business News*, [Online], [dostęp 1 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.ohio.com/business/top-stories-of-2011-business-news-1.253013?ot=akron.PhotoGalleryLayout.ot&s=1.253012>
142. *Tube rolling mill, Chomutov*. [Online], [dostęp 6 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.viktormacha.com/galerie/tube-rolling-mill-chomutov-168/>
143. Turczyn S. *Inżynieria wytwarzania płaskich wyrobów walcowanych na gorąco*. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne AGH, Kraków 2008
144. *Układ okresowy pierwiastków*, [Online], [dostęp 3 wrzesień 2013], dostępny w Internecie: http://maturzaki.pl/matura_z_chemii/zadanie/bloki_ukladu_okresowego_pierwiastkow_3

145. VALLOUREC & MANNESMANN TUBES. [Online], [dostęp 6 sierpień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.stahlseite.de/montbard10.htm>
146. VD/VOD Vacuum Degassers, [Online], [dostęp 4 grudzień 2013], dostępny w Internecie: <http://www.danieli.com/products/electric-steelmaking-plants/VD-VOD/vd-vod-vacuum-degassers>
147. Vertical Type Carbide Wire Die Polishing & Re-Grinding Machine. [Online], [dostęp 14 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.indiamart.com/ajexturner-wiredies/vertical-type-carbide-wire-die-polishing-re-grinding-mach.html>
148. Virmet. Program produkcyjny. [Online], [dostęp 5 kwiecień 2014], dostępny w Internecie: <http://www.virmet.pl/program-produkcji/prety-ciagnione/>
149. WATERBURY FARREL ZR33-13 SENDZIMIR ROLLING MILL. [Online], [dostęp 29 lipiec 2014], dostępny w Internecie: <http://inv.nationalmachinery.com/q/webinv/005700=p,,0R7003,,p,,,20239131,b>
150. Wedell blog. Centrifugal casting. [Online], [dostęp 17 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://wedellobfineberg.blogspot.com/2010/10/centrifugal-casting.html>
151. Weroński W., Schabowska K. *Technologia. Przeróbka plastyczna metali. Cz. 2*, Wyd. Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1989
152. Weroński W., Schabowska K. *Technologia. Przeróbka plastyczna metali. Cz. 1*, Wyd. Szkolne i Pedagogiczne, Warszawa 1988
153. Wesołowski K. *Metaloznawstwo i obróbka cieplna*. WNT, Warszawa 1981
154. What is investment casting. [Online], [dostęp 4 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://searchpp.com/what-is-investment-casting/>
155. Wiadomości gospodarcze. Obecny stan oraz perspektywy dla polskiego rynku stali, [Online], [dostęp 17 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://inwestor.msp.gov.pl/si/polska-gospodarka/wiadomosci-gospodarcze/26017,dok.html>
156. Wire Drawing Dies and Lubricants. [Online], [dostęp 13 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.wiredrawingmachine.in/wire-drawing-dies-and-lubricants.php>
157. Wire Drawing Lubricants. [Online], [dostęp 19 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.meiwachem.com/wire.php>
158. Wire mesh machine. [Online], [dostęp 14 czerwiec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.china-anbermachine.com/>
159. Wisconsin Centrifugal. [Online], [dostęp 17 październik 2014], dostępny w Internecie: <http://www.metaltek.com/divisions/wisconsin-centrifugal/>
160. World Crude Steel Production year-wise, [Online], [dostęp 17 listopad 2013], dostępny w Internecie: <http://portal.indiainfoline.com/datamonitor/Others/Commodity-Research/World-Steel-Association/World-Crude-Steel-Production-Yearwise.aspx>
161. Zaborowska M. (red.). *Hutnictwo i odlewnictwo*. Państwowe Wydawnictwa Szkolniczo Zawodowego, Warszawa 1972
162. Zinc processing, [Online], [dostęp 2 marzec 2014], dostępny w Internecie: <http://www.britannica.com/EBchecked/topic/657347/zinc-processing>
163. Zintegrowane Zapobieganie i Ograniczanie Zanieczyszczeń. Dokument Referencyjny BAT dla najlepszych dostępnych technik w produkcji metali nieżelaznych, [Online], [dostęp 30 marzec 2014], http://ippc.mos.gov.pl/ippc/custom/BAT_met_niez.pdf
164. Żaba K., Mamala A. *Przeróbka plastyczna metali nieżelaznych. Ćwiczenia laboratoryjne: Walcownictwo i cięgarstwo*, Wydawnictwa ADH, Kraków 2011