
CAPITOLO 2

DESCRIZIONE ED ANALISI DEL CICLO PRODUTTIVO LE ACCIAIERIE ELETTRICHE

2.1 PRATICHE PRODUTTIVE

Si definisce acciaio ogni lega del ferro che abbia un contenuto di carbonio non superiore al 2% in peso. Sopra tale tenore parleremo di ghisa e non più di acciaio. La differenza non è soltanto nella terminologia in sé, in quanto le ghise generalmente non trovano applicazione diretta e devono essere convertite in acciaio. La produzione dell'acciaio, dunque, è strettamente legata al controllo del carbonio in lega, oltre che a quello degli altri elementi che lo compongono ed ai quali sono da ricondurre le proprietà stesse della lega. Ciò lascia intuire come l'acciaio vero e proprio e la sua tecnologia, siano effettivamente nati solo con l'avvento delle prime nozioni di scienza della metallurgia e, dunque, non prima del XV secolo. Il ferro, da cui si ricava l'acciaio, è presente sulla crosta terrestre allo stato di metallo puro in quantità molto limitate, per lo più come ferro meteoritico. Esso era già conosciuto dagli antichi ove si pensi che Plinio [1] scriveva: "È stato registrato negli annali che...in alcune zone della Lucania, l'anno prima che M. Crasso fosse ucciso dai Parti (54 a.C.) piovve ferro dal cielo, la cui forma era simile a quella delle spugne". Si ha ragione di credere che già 2.000 anni prima di Cristo gli egiziani avessero trovato e fuso del ferro meteoritico. Tuttavia, come per la maggior parte dei metalli, il ferro si trova in natura come minerale metallifero, cioè in una roccia che contiene il metallo o lo presenta allo stato di incluso. La roccia, che non è un metallo, viene indicata come *ganga* (da *gang* che significa *vena*). Nella coltivazione delle miniere contenenti minerali metalliferi, la ganga non riveste alcun valore ed il termine viene usato anche per indicare il materiale di scarto che risulta dal processo di separazione e di concentrazione dei minerali. La presenza più diffusa del ferro sulla crosta terrestre è come ossido (ematite, magnetite, limonite etc.) o solfuro (pirite), ma anche come carbonato, a seconda delle condizioni e della profondità in cui si è formato. Già Plinio [1] affermava che i giacimenti di ferro si trovavano in un numero tanto grande di paesi da poterli considerare diffusi praticamente ovunque. In effetti, calcoli recenti dimostrerebbero che il minerale di ferro è presente in almeno il 5% della crosta terrestre. L'ematite (Fe_2O_3 , $40\% \leq \text{Fe} \leq 70\%$) è ampiamente diffusa in rocce di qualsiasi era geologica e rappresenta uno dei più importanti ed abbondanti minerali di ferro. Essa si presenta nella caratteristica struttura reniforme, come appare dalla fi-



Fig. 2.1 - Minerale metallifero noto come ematite (Fe_2O_3) [2].

gura 2.1 [2]. La si può trovare in dimensioni che vanno dai granuli microscopici sino ai massi enormi. Di essa Plinio scriveva [1]: "l'ematite (*haematites*) si trova allo stato minerale e, se arrostita, assume il colore del minio....Sotaco (che visse agli inizi del III sec. a. C.) elenca cinque varietà di ematiti, senza contare la magnetite. Egli attribuisce il primo posto a quella etiope....., il quinto tipo è lo *schistos* (oggi nota come limonite)". Anche la magnetite (Fe_3O_4 , $60\% \leq \text{Fe} \leq 70\%$) è molto diffusa sulla crosta terrestre. Le sue proprietà erano ampiamente conosciute nell'antichità. Plinio [1] la fa derivare dal nome di un pastore: "la storia narra che Magnete scoprì il minerale sul monte Ida, per il fatto che i chiodi dei suoi sandali e la ferula di ferro del suo bastone vi rimasero incastrati, mentre pascolava il suo gregge". Con il termine "limonite" ($\text{FeO} \cdot \text{OH}$, $25\% \leq \text{Fe} \leq 60\%$) si indica una vasta gamma di ossidi idrati o idrossidi di ferro. La limonite si origina come degradazione atmosferica di tutti i minerali che contengono ferro. Ciò era stato in qualche modo intuito già nell'antichità se si ricorda l'osservazione di Plinio [1]: "Soltanto in Cappadocia la questione della presenza del ferro si pone nei termini se essa sia dovuta all'acqua oppure alla terra, dal momento che questa regione è in grado di produrre ferro dalle fornaci esclusivamente dopo che la terra è stata alluvionata dal fiume Ceraso e in nessun'altra occasione". Le limoniti oolitiche (24-46% Fe) costituiscono i giacimenti più importanti in Europa. La pirite, figura 2.2, è un minerale solfurico (FeS) poco sfruttato per l'estrazione del ferro a causa dell'effetto nocivo dovuto alla presenza dello zolfo. Fondamentalmente, la produzione dell'acciaio avviene attraverso uno dei seguenti tre processi:



Fig. 2.2 - Minerale solforico di ferro noto come pirite (FeS) [2].

1. ciclo integrale altoforno - convertitore,
2. forno elettrico ad arco,
3. riduzione diretta e rifusione dei preridotti.

2.1.1 Il ciclo integrale

La presenza del ferro in forma di ossido o carbonato impedisce il suo sfruttamento diretto. L'ossido, infatti, deve essere prima ridotto a ferro metallico per poter essere fuso ed utilizzato come tale. La riduzione del ferro viene operata dall'ossido di carbonio, CO, che si origina, a sua volta, dalla combustione del carbonio, secondo le due reazioni fondamentali:



Il ciclo integrale che fa uso dell'altoforno¹ (BF) è certamente il più antico, nella storia della metallurgia moderna, ed ha subito, negli anni, una continua e radicale evoluzione impiantistica e tecnologica. Esso è caratterizzato da elevati costi di investimento e costi di esercizio relativamente bassi, con capacità produttiva dell'ordine dei milioni di tonnellate. L'altoforno, schematizzato in figura 2.3, è un forno a tino, alto circa 27-30 m,

¹ In lingua inglese *Blast Furnace* (BF)

nel quale si fonde il minerale di ferro. Nella parte alta dell'altoforno vi sono le apparecchiature per la carica e la distribuzione dei materiali (campane), non che la captazione ed il convogliamento dei gas che escono dalla bocca. Nella parte bassa del tinno (sacca) si inseriscono gli ugelli iniettori dell'aria preriscaldata (detta vento) convogliata attraverso un distributore toroidale. A livello inferiore, sotto la sacca, c'è il crogiuolo e, più in basso, vi sono i fori per l'evacuazione della loppa che si raccoglie in superficie e, ancor più in basso, per la colata della ghisa. Il forno è a funzionamento continuo. Viene caricato dall'alto con minerale di ferro, solitamente ossido di ferro come l'ematite, coke e calcare (CaCO_3) a strati alterni. La carica discende lungo il tinno attraversata in controcorrente dai gas caldi riducenti, che sono costituiti essenzialmente da CO , CO_2 , N_2 , con limitato contenuto di H_2 . Il gas riducente si origina nella

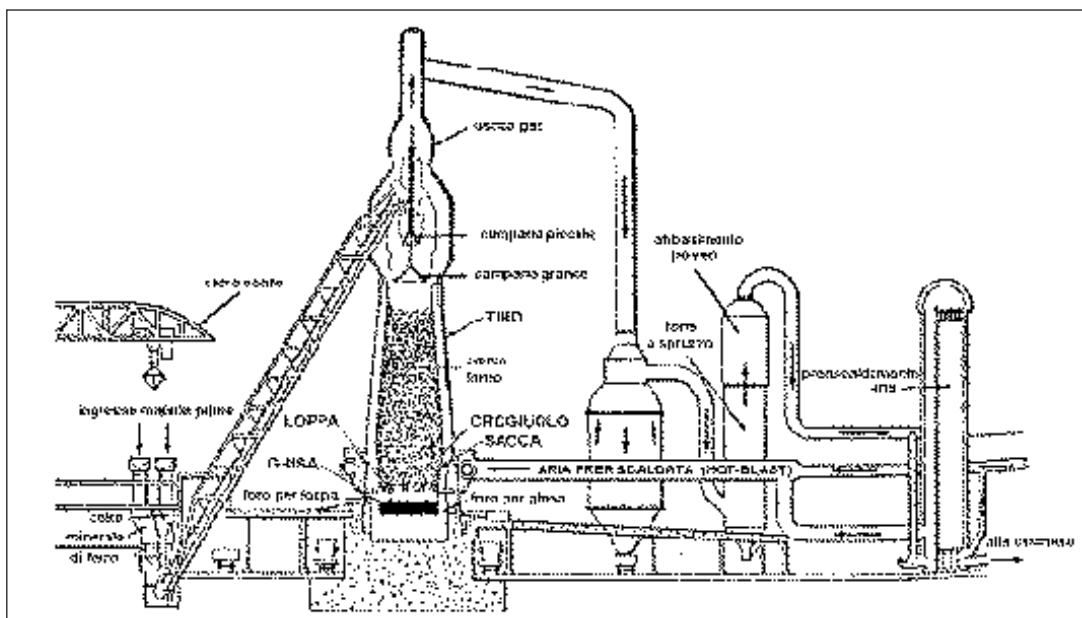


Fig. 2.3 - Visione schematica di un altoforno per la produzione della ghisa.

parte bassa del forno, all'altezza delle tubiere, per la combustione del coke con il vento insufflato. Il calcare si trasforma in calce viva, favorisce la fusione del ferro e si combina con le impurezze presenti nel minerale originando la ganga. Il moderno altoforno è capace di produrre oltre 10.000 t al giorno di metallo liquido, la ghisa, con consumi di coke inferiori a 400 kg per tonnellata di ghisa prodotta. Data la presenza del carbone nella carica, l'altoforno non produce acciaio (si definisce acciaio ogni lega del ferro che contiene non oltre il 2% di carbonio in peso), ma ghisa. Le ghise provenienti direttamente dall'altoforno, le cosiddette ghise di prima fusione, non trovano applicazione industriale diretta, sicché devono essere sottoposte a successivi trattamenti di conversione che danno origine alle ghise gregge (leghe del ferro con tenore di carbonio superiore al 2%), alle ghise speculari (se il tenore di manganese è

6%≤Mn≤30%) ed all'acciaio stesso. L'affinazione della ghisa di prima fusione per ottenere l'acciaio avviene attraverso la rimozione dell'eccesso di carbonio ed il controllo degli elementi in lega desiderati. Durante questa fase la ghisa viene rifusa in un opportuno recipiente nel quale viene insufflato ossigeno e vengono ossidati ad alta temperatura, in tutto o in parte, carbonio, manganese, silicio, zolfo e fosforo. La combustione (ossidazione) del carbonio così ottenuta ne riduce la concentrazione in lega portando alla formazione dell'acciaio voluto ($0,06 \leq C \leq 0,6$). Il più importante processo di affinazione della ghisa (convertitore ad ossigeno), ed anche più diffuso nel mondo, è il processo Linz-Donawitz (processo LD), che realizza l'ossidazione citata mediante immissione di ossigeno puro nella ghisa fusa. Il processo LD ha soppiantato il processo Martin-Siemens (noto anche come Open-Hearth fornace o OH) in quanto presenta notevoli vantaggi rispetto ad esso: minori spese di impianto e di trasformazione, elevate velocità di reazione dovute all'intimo contatto tra ossigeno e metallo che lo rendono 10 volte più veloce del Martin-Siemens. Nel convertitore ad ossigeno, la combustione del carbonio avviene con generazione di calore che viene sfruttato per fondere anche del rottame di ferro, all'uopo introdotto nel convertitore stesso, aumentando la quantità di acciaio prodotto. I convertitori ad ossigeno degli impianti a ciclo integrato utilizzano quantità limitate di rottame di ferro, solitamente pari ad un 20-30% della carica di ghisa. Ciò è molto importante dal punto di vista dell'impatto ambientale poiché causa quei problemi tipici, come vedremo, dei forni fusori di cui parleremo in dettaglio nel seguito. Gli impianti a ciclo integrato, che generalmente sono completati con linee di laminazione continua, sono caratterizzati oltre che dal tipo di alimentazione, dalla scala di impianto: gli stabilimenti a ciclo integrato sono di grandi dimensioni, basti pensare che in Italia il 40% della produzione di acciaio da altoforno (oltre 10 Mt/anno) è concentrata in soli 4 siti produttivi, mentre il restante 60% (circa 16 Mt/a) viene prodotto col forno elettrico in circa 40 siti produttivi. Gli impianti a ciclo integrato sfornano prodotti sia piani (coils) che lunghi (profilati, tubi, vergella, filo, ecc) come pure prodotti semi finiti (brame, billette etc.).

2.1.2 Forno elettrico

La scoperta dell'arco che scocca tra due elettrodi di carbonio risale al 1800 per opera di H. Davy ed il primo tentativo di fondere il ferro sfruttando il calore che l'arco irradia ad altissima temperatura fu operato da Siemens nel 1878. All'inizio del secolo scorso (1900), Héroult in Francia, Stassano in Italia e Kjellin in Svezia idearono e costruirono tre diversi tipi di forni elettrici per produrre acciaio su scala industriale. Mentre il forno di Héroult rappresenta il primo esemplare di forno ad arco diretto, nel quale anche la carica è attraversata dalla corrente elettrica, quello di Stassano fu il prototipo dei forni ad arco indiretto o radiante ed il Kjellin di quelli ad induzione. Le doti di flessibilità metallurgica del forno elettrico ne hanno determinato lo sviluppo oltre

ogni iniziale previsione e fanno di questo forno uno strumento insostituibile nel campo della produzione degli acciai legati, speciali e di alta qualità. La produzione di acciai alto legati, contenenti notevoli percentuali di elementi in lega ossidabili, viene praticamente svolta solo in questo tipo di forno per la possibilità di controllo chimico fisico sul livello di ossidazione delle scorie che esso offre.

Forni ad induzione

I forni ad induzione sono costituiti da un avvolgimento primario, che viene alimentato dalla rete, e da un circuito secondario, rappresentato dalla carica metallica che si vuole fondere, in cui avviene la trasformazione dell'energia elettrica in calore, per effetto Joule di resistenza alle correnti indotte. L'energia è trasmessa dal primario al secondario per induzione elettromagnetica. Possono essere a bassa o alta frequenza. I forni ad induzione sono largamente usati nella produzione delle leghe non ferrose e delle ghise speciali. Quelli ad alta frequenza sono usati anche per la fabbricazione di acciai speciali ad alto tenore di lega. La capacità dei forni ad alta frequenza è, in generale, limitata a massimi di 3 t. Le capacità più comuni vanno da 100 kg a 1000 kg. Il consumo di energia per la fusione si aggira sui 650 kWh per tonnellata di acciaio a fronte di un bisogno teorico di soli 375 kWh per fondere e portare a 1600° C una tonnellata di ferro.

Forni ad arco elettrico diretto

Oggi, il rottame di ferro viene rifuso nei cosiddetti *minimill* dotati di forno elettrico ad arco diretto (*Electric Arc Furnace* o EAF). Questi impianti sono caratterizzati da ridotti costi di investimento e maggiori costi di esercizio, con capacità produttive dell'ordine delle centinaia di migliaia di tonnellate. L'alimentazione del forno elettrico è costituita principalmente da rottame ferroso di varia qualità. Il mezzo fusorio è essenzialmente costituito da un forno trifase equipaggiato con tre elettrodi in grafite: l'arco scocca tra l'estremità di ciascuno dei tre elettrodi e la carica metallica, trasformando l'energia elettrica in calore in uno spazio limitato raggiungendo temperature superiori ai 2000° C. L'EAF non è usato per estrarre ferro dal minerale ossidato, ed ha una limitata capacità di affinazione. Ove disponibile, il forno elettrico può però essere impiegato per l'estrazione di acciaio da minerale preridotto (RDI). In generale gli impianti che utilizzano l'EAF sono costituiti da un parco rottami, una sezione di preparazione della carica (cesoiatura, pressatura) nonché di preriscaldamento della carica (realizzato con l'utilizzo di parte del calore sensibile dei fumi), dalla sezione del forno e dalla linea di trattamento dei fumi captati dal forno e dagli impianti ausiliari. Completano l'impianto le linee di trasformazione dell'acciaio in prodotti finiti piani o lunghi, con prevalenza di questi ultimi. Gli impianti basati sull'EAF, sono di taglia generalmente medio bassa, l'unità media è costituita da un forno avente una capacità di ba-

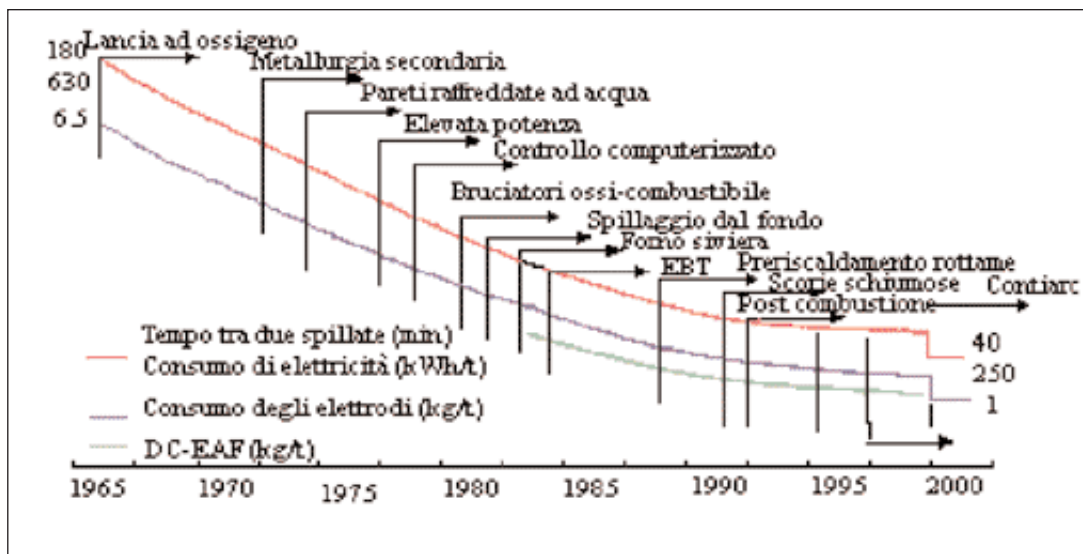


Fig. 2.4 – Sviluppo dei forni elettrici ad arco

cino di circa 70 ton di acciaio liquido, la produzione media annuale si aggira sulle 400.000÷500.000 t/a e gli investimenti sono molto minori di quelli di un impianto a ciclo integrato (da qui il termine di mini acciaierie o *minimill*). Attualmente la tecnologia dell'arco elettrico ha raggiunto la piena maturità industriale (si vedano nel seguito le prestazioni di progetto dei forni di ultima generazione) e non sono quindi prevedibili, ulteriori, evoluzioni che possano influire o modificare radicalmente l'attuale quadro d'interazioni ambientali. Nella figura 2.4 sono riportate, in forma grafica, le tappe salienti della più recente evoluzione del forno ad arco, che verranno nel seguito più diffusamente commentate. Venendo alle innovazioni più recenti, esse hanno mirato all'ottimizzazione del processo con accorgimenti che consentissero sia di limitare il consumo di energia, sostituendo lì dove era possibile l'energia elettrica con un'altra più economica (fase di preriscaldamento, ecc.), sia di aumentare la produttività. Le tappe principali che si sono susseguite sono state le seguenti:

- 1965 affermazione del forno UHP (Ultra High Power) caratterizzato da un intervallo tra due colate successive di 3 ore, da un consumo di energia elettrica pari a 630 kWh/t e da un consumo di elettrodo di 6.5 kg/t;
- 1965-1970 introduzione dell'impiego di ossigeno ed affermazione della metallurgia fuori forno;
- 1975 affermazione del raffreddamento delle pareti con camicie raffreddate ad acqua;
- 1977 controllo della marcia del forno a mezzo di computer;
- 1978 utilizzo di scorie schiumose;
- 1979 uso di bruciatori ossicombustibile;

| | |
|------|---|
| 1981 | colata dal fondo dal foro centrale; |
| 1983 | colata dal fondo con foro eccentrico nel forno EBT; |
| 1984 | preriscaldamento del rottame; |
| 1986 | raffreddamento degli elettrodi; |
| 1988 | iniezione di combustibili fossili. |

Grazie alle innovazioni citate si sono ottenuti notevoli miglioramenti delle prestazioni del forno ad arco riducendo il tempo di colata a meno di un'ora (1994), i consumi di energia a 390 kWh/t (1994) ed il consumo di elettrodo a 2 kg/t (1994). Esistono oggi "forni veloci" che consentono di superare le 24 colate al giorno. La descrizione di dettaglio del forno ad arco e dell'impianto sarà oggetto dei prossimi paragrafi.

2.1.3 Processi di riduzione diretta

Fortunatamente, la riduzione dell'ossido di ferro a ferro metallico avviene già alla temperatura di 800° C, circa, dunque inferiore al suo punto di fusione. Ciò ha permesso l'utilizzo del minerale di ferro già nell'antichità, quando non era possibile costruire fornaci capaci di superare i 1.600° C, come avviene nell'altoforno o nei forni elettrici. I processi di riduzione diretta (DRI, Direct Reduced Iron) operano la trasformazione *diretta* dei minerali ferrosi in prodotti ferrosi non carburati o poco carburati, senza passare per lo stato liquido del metallo. Il prodotto è una spugna di ferro, termine che identifica una struttura metallica di porosità elevata, contenente inclusioni e fasi non metalliche provenienti dalla ganga e da ossidi non ridotti. La sua origine si perde nella notte dei tempi. I greci e, successivamente, i romani usavano prodotti del ferro ricavati proprio da una spugna di ferro ottenuta riscaldando ad una temperatura quanto più elevata possibile, compatibilmente con la tecnica al tempo disponibile, il minerale di ferro mischiato a carbone di legna che agiva da combustibile, ma anche da riducente degli ossidi di ferro (ma di ciò gli antichi non avevano cognizione). La figura 2.5 mostra un esempio di fornace utilizzata dai romani per la produzione della spugna di ferro. Con l'uso dei mantici la temperatura pare, potesse raggiungere i 1.000°-1.050° C e ciò permetteva una certa separazione delle scorie che, altrimenti, non si sarebbero potute separare. La spugna di ferro veniva, quindi, martellata ripetutamente al fine di separare meccanicamente la scoria dalla pasta di ferro. In tempi recenti, è stato svolto un notevole lavoro di ricerca per sviluppare processi in alternativa all'altoforno. Si può asserire che ad oggi i numerosi procedimenti, realizzati su scala industriale o di impianto pilota od anche di laboratorio, non abbiano risolto il problema di produrre acciaio, partendo da ferro ridotto allo stato solido, a condizioni economiche competitive rispetto all'altoforno. I processi DRI possono essere classificati in diversi modi, in base al riducente impiegato (solido o gassoso) ed al tipo di apparecchio usato (forno rotativo orizzontale, a tunnel, a tino, reattori a letto statico o

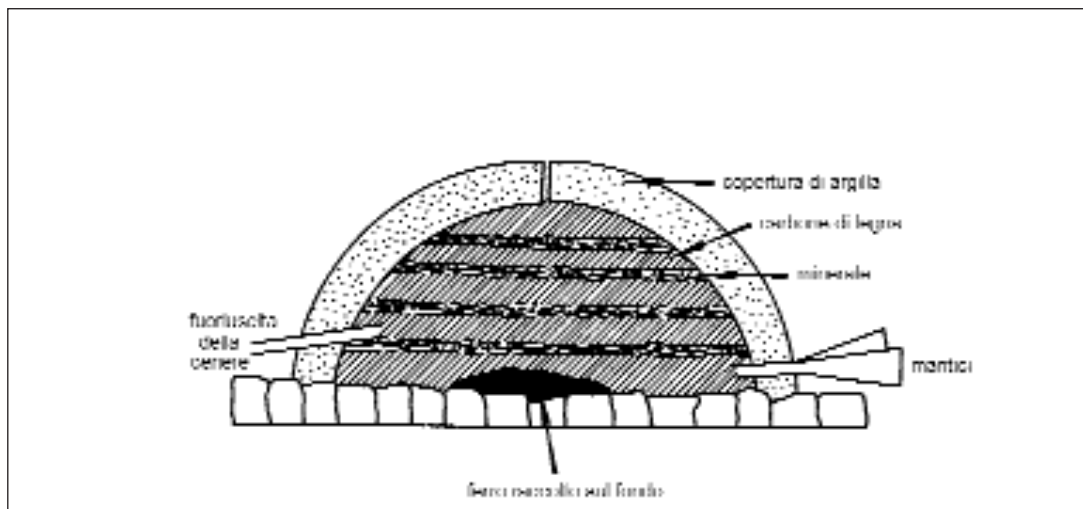


Fig. 2.5 - Schema di una fornace romana usata per la produzione di spugna di ferro [2].

fluidizzato). La sua estensione è oggi abbastanza modesta (il 7% circa della produzione mondiale, v. Tabella 2.1) ed è limitata in aree geografiche dove esistono risorse di gas naturale a basso costo (Russia, Ucraina, Asia). Il preridotto è a sua volta un'alimentazione per il forno elettrico.

2.1.4 La produzione di acciaio elettrico in Italia e nel mondo

Nel 1999 la produzione di acciaio nel mondo, attraverso i tre metodi prima descritti, è riassunta nei grafici di figura 2.6 e 2.7. Come si può vedere l'acciaio ottenuto attraverso il forno elettrico ad arco (anche detto *acciaio elettrico*) supera di poco il 33%, circa. L'Unione Europea, com'è stato illustrato al paragrafo 1.1, ha contribuito nel 2000 con una quota pari a circa il 19% alla produzione annuale mondiale di acciaio, equivalente a circa 163 milioni di tonnellate, con una ripartizione tra le due maggiori tecnologie, quella EAF e quella BF, oscillante nel 1999 e nel 2000 intorno ai valori riportati nelle figure 2.8(a) e 2.8(b), rispettivamente. I valori dell'acciaio EAF negli anni 2000 e 1999 sono leggermente superiori a quelli registrati nel 1995 [3] indicando un progressivo, anche se lento, spostamento della produzione verso l'acciaio elettrico. L'Italia ha anticipato questa tendenza spostando già da tempo il baricentro della sua produzione verso l'acciaio elettrico (EAF). La ragione di questa scelta è da ricercarsi nel fatto che, sino a qualche tempo fa, gli altiforni erano tutti di proprietà pubblica, mentre l'acciaio EAF era prodotto nelle acciaierie private.

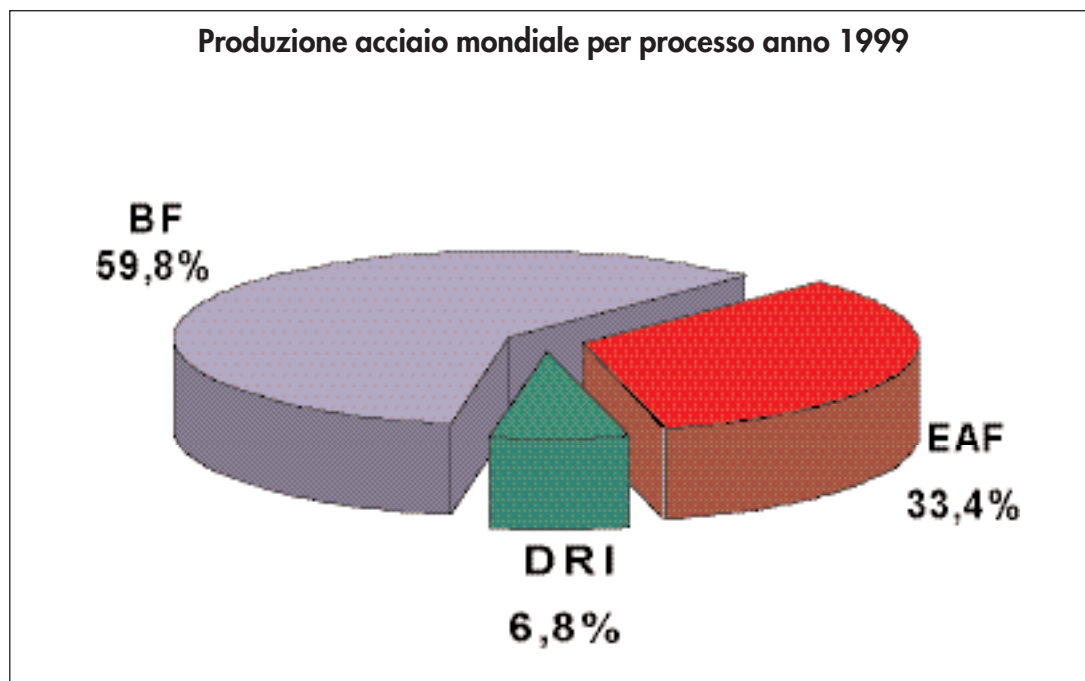


Fig. 2.6 - Ripartizione dell'acciaio prodotto nel mondo secondo i tre metodi fondamentali.

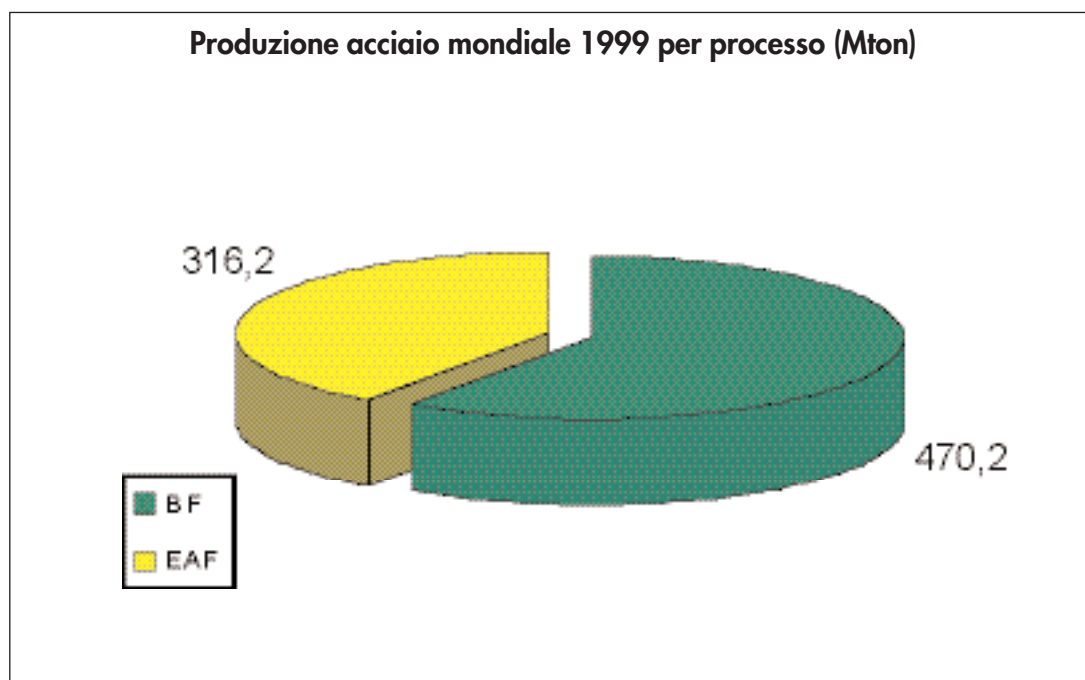


Fig. 2.7 - Produzione di acciaio nel mondo nel 1999, in milioni di tonnellate, secondo i due metodi principali.

Il capitale privato aveva privilegiato l'opzione EAF in quanto molto più flessibile e di più facile gestione rispetto a quella BF, tenendo anche presente la mancanza di materie prime per l'alimentazione degli altiforni, che richiedeva grandi investimenti in infrastrutture di ricevimento e movimentazione delle materie prime e, fatto non trascurabile, anche di una tradizione nel campo. La scelta pubblica aveva invece privilegiato la dimensione dell'impianto e la creazione delle infrastrutture necessarie, per rispondere ad esigenze occupazionali con largo impiego di manodopera, più che ad esigenze di redditività dell'impianto. Oggi anche gli impianti a ciclo integrale sono di proprietà privata. Una ripartizione dei due processi produttivi disaggregata per nazione nella UE è mostrata in figura 2.9.

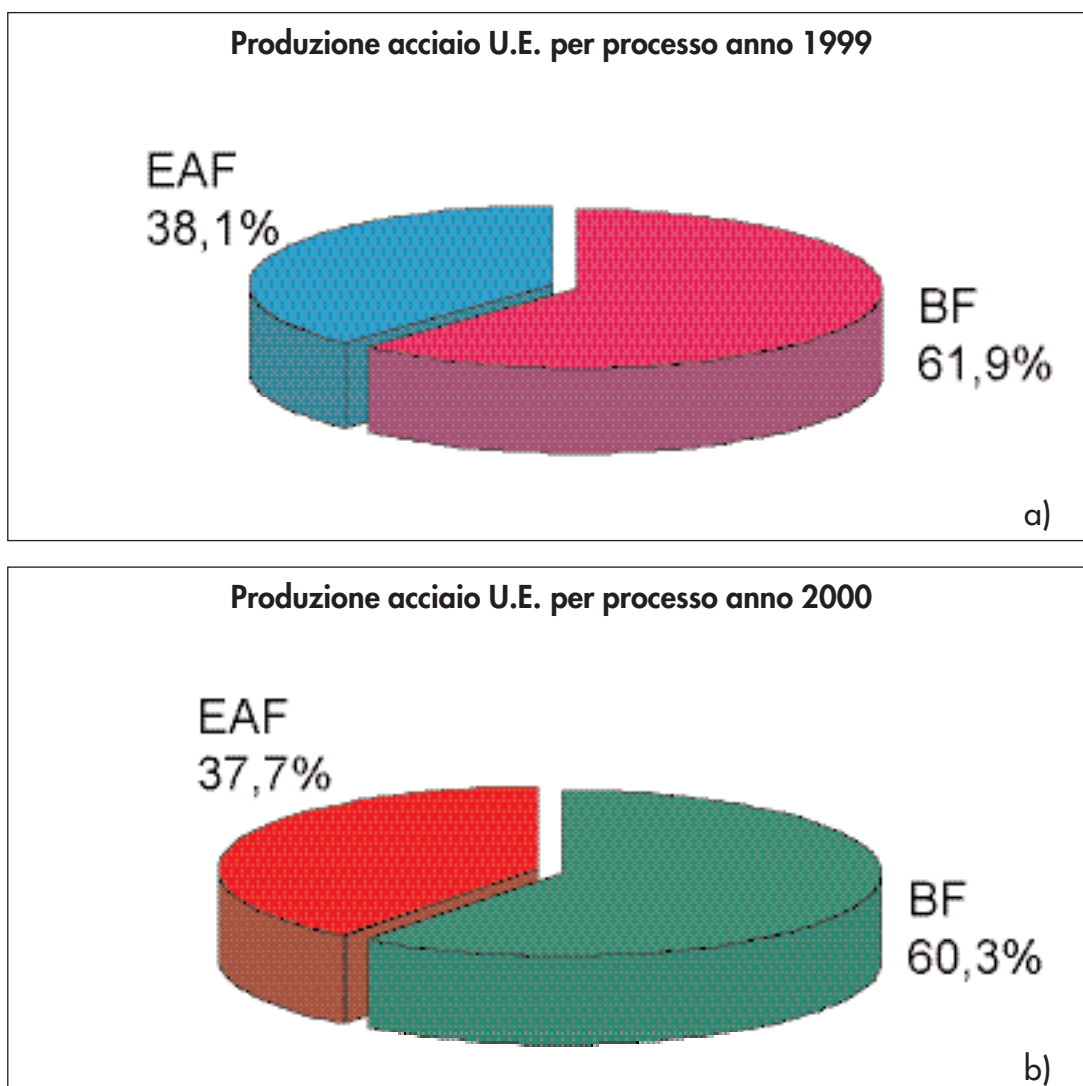


Fig. 2.8 - Ripartizione nei Paesi UE dell'acciaio prodotto con i due metodi principali negli anni 1999 (a) e 2000 (b), rispettivamente.

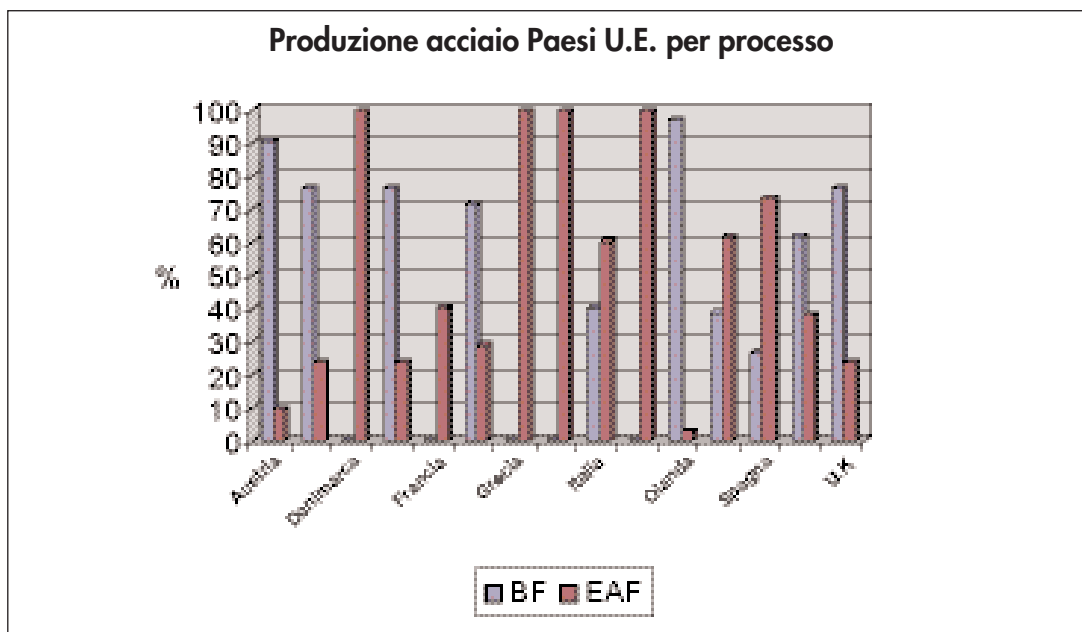


Fig. 2.9 - Ripartizione nella UE dell'acciaio prodotto con i due metodi principali, disaggregata per nazione.

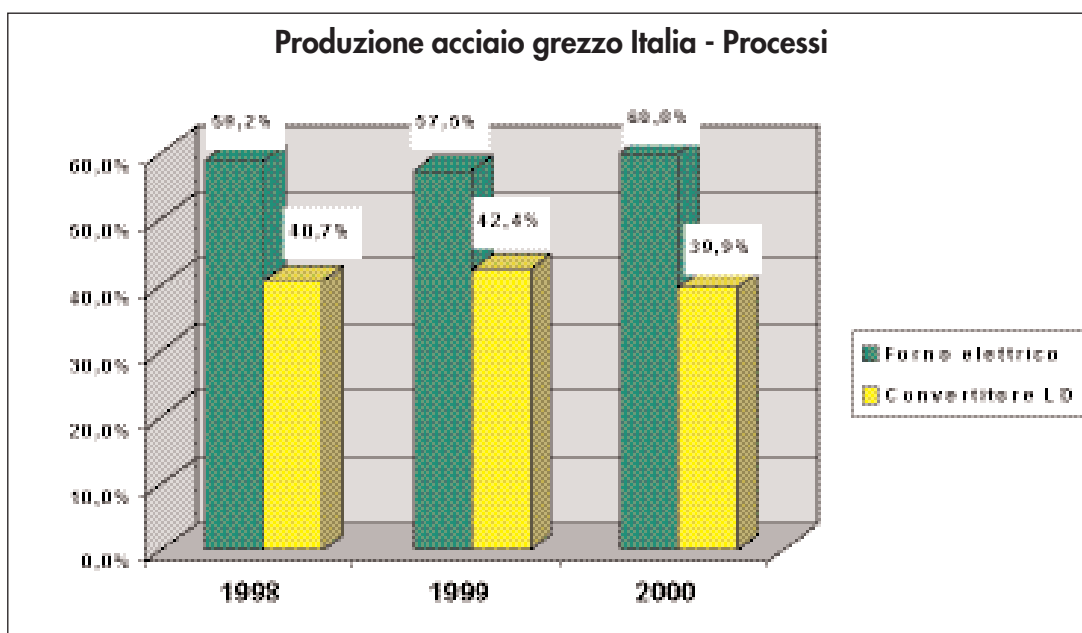


Fig. 2.10 - Ripartizione in Italia dell'acciaio prodotto con i due metodi principali

Come appare dal grafico, fatta eccezione per la Danimarca, Grecia, Irlanda e Lussemburgo, la cui produzione di acciaio è alquanto modesta, l'Italia è il primo paese europeo sia per produzione totale di acciaio elettrico, sia per la percentuale che esso

rappresenta sul totale prodotto. Il grafico di figura 2.10 riporta schematicamente la ripartizione negli anni 1998, 1999 e 2000 dell'acciaio prodotto in Italia secondo i due processi EAF e BF da cui si evidenzia la prevalenza dell'acciaio elettrico ed il progressivo, ancorché modesto, aumento della quota EAF sul totale prodotto.

La Tabella 2.1.1 riassume la produzione mondiale di acciaio ripartita per paesi ed aree geografiche con le relative percentuali di acciaio EAF, BF ed altro processo produttivo. Come si può vedere dalla Tabella 2.1.1, l'Italia è il principale produttore di acciaio EAF, dopo Stati Uniti, Giappone e Cina, rispettivamente. La Germania rimane il maggior produttore europeo di acciaio con oltre 40 Mt (pari al 27%), seguita dall'Italia con il 16% e dalla Francia, Gran Bretagna, Spagna, Belgio con percentuali decrescenti. Questi sei Paesi, nel loro insieme, coprono circa 83% della produzione complessiva europea. Come vedremo, i forni ad arco elettrico costituiscono il principale sistema di riciclo dell'acciaio stesso e, dal punto di vista energetico, presentano consumi specifici di energia stimabili all'incirca la metà rispetto al ciclo integrale (0,2 tep/t contro 0,45 tep/t). La Tabella 2.1.1 evidenzia la loro notevole diffusione nei Paesi UE (vi sono 246 unità in funzione). La figura 2.11 mostra la ripartizione nella UE dei forni elettrici, su un campione costituito da 67 acciaierie, per tipo di acciaio prodotto. All'inizio del '94 erano in funzione in Italia 63 forni ad arco la cui ripartizione delle capacità è osservabile in figura 2.12 [1]. Il 50% dell'acciaio prodotto al forno elettrico in Italia era ottenuto con 16 forni.

Tabella 2.1.1

Produzione di acciaio EAF e BF in Italia e nel mondo nel 1999*

| PAESE | Produzione (Mton) | BF (Mton) | EAF (Mton) | BF (%) | EAF (%) | Altro (%) |
|-----------------------------|----------------------|--------------|---------------|-------------|-------------|--------------|
| Austria | 5,2 | 4,71 | 0,49 | 90,7 | 9,3 | - |
| Belgio | 10,9 | 8,96 | 1,94 | 82,2 | 17,8 | - |
| Finlandia | 4,0 | 3,10 | 0,9 | 77,6 | 22,4 | - |
| Francia | 20,2 | 12,6 | 7,59 | 62,4 | 37,6 | - |
| Germania | 42,1 | 29,8 | 12,29 | 70,8 | 29,2 | - |
| Italia | 24,9 | 10,5 | 14,39 | 42,2 | 57,8 | - |
| Lussemburgo | 2,6 | - | 2,6 | - | 100 | - |
| Olanda | 6,1 | 5,97 | 0,13 | 97,9 | 2,1 | - |
| Spagna | 14,9 | 4,18 | 10,7 | 28,1 | 71,9 | - |
| Svezia | 5,1 | 3,26 | 1,84 | 64,0 | 36,0 | - |
| UK | 16,3 | 12,64 | 3,66 | 77,6 | 22,4 | - |
| Totale EU (15 paesi) | 155,2 | 96,1 | 59,1 | 61,9 | 38,1 | - |
| Totale Europa non UE | 28,2 | | | | | 1,6 |
| Russia | 51,5 | 30,33 | 6,59 | 58,9 | 12,8 | 28,3 |
| Ucraina | 27,5 | 14,41 | 1,21 | 52,4 | 4,4 | 43,2 |
| Totale ex USSR | 86,1 | 48,72 | 10,24 | 56,4 | 11,9 | 31,5 |
| Turchia | 14,3 | | | 35,9 | 64,1 | - |
| Iran | 6,1 | | | 35,1 | 64,9 | - |
| Arabia Saudita | 2,6 | | | - | 100 | - |
| Altri | 0,9 | | | - | 100 | - |
| Totale Medio Oriente | 23,9 | 7,26 | 16,64 | 30,0 | 70,0 | - |
| Cina | 123,7 | 82,0 | 19,5 | 66,3 | 15,8 | 17,9 |
| India | 24,3 | 14,0 | 7,8 | 53,9 | 32,1 | 14,0 |
| Giappone | 94,2 | 65,5 | 28,7 | 69,5 | 30,5 | - |
| Altri | 65,3 | | | | | 13,0 |
| Totale Asia | 307,5 | 193,7 | 88,2 | 63,0 | 28,7 | 8,3 |
| Canada | 16,2 | 9,48 | 6,72 | 58,5 | 41,5 | - |
| Messico | 15,3 | 5,35 | 9,95 | 35,0 | 65,0 | - |
| Stati Uniti | 97,3 | 52,3 | 45,0 | 53,8 | 46,2 | - |
| Totale NAFTA | 128,8 | 67,2 | 61,6 | 52,2 | 47,8 | - |
| Argentina | 3,8 | 1,85 | 1,95 | 48,7 | 51,3 | - |
| Brasile | 25,0 | 19,5 | 5,5 | 78,1 | 21,9 | - |
| Cile | 1,3 | 1,2 | 0,1 | 93,0 | 7,0 | - |
| Venezuela | 3,2 | - | 3,2 | - | 100 | - |
| Altri | 2,3 | 0,5 | 1,8 | 20,5 | 79,5 | - |
| Totale Sud America | 35,7 | 23,0 | 12,7 | 64,6 | 35,4 | - |
| Australia | 8,2 | 6,9 | 1,3 | 84,5 | 15,5 | - |
| Nuova Zelanda | 0,7 | 0,5 | 0,2 | 71,8 | 28,2 | - |
| Totale Oceania | 8,9 | 7,4 | 1,5 | 83,5 | 16,5 | - |
| Totale Mondo | 786,4 | 470,3 | 316,1 | 59,8 | 33,4 | 6,8 |

*Fonte IISI

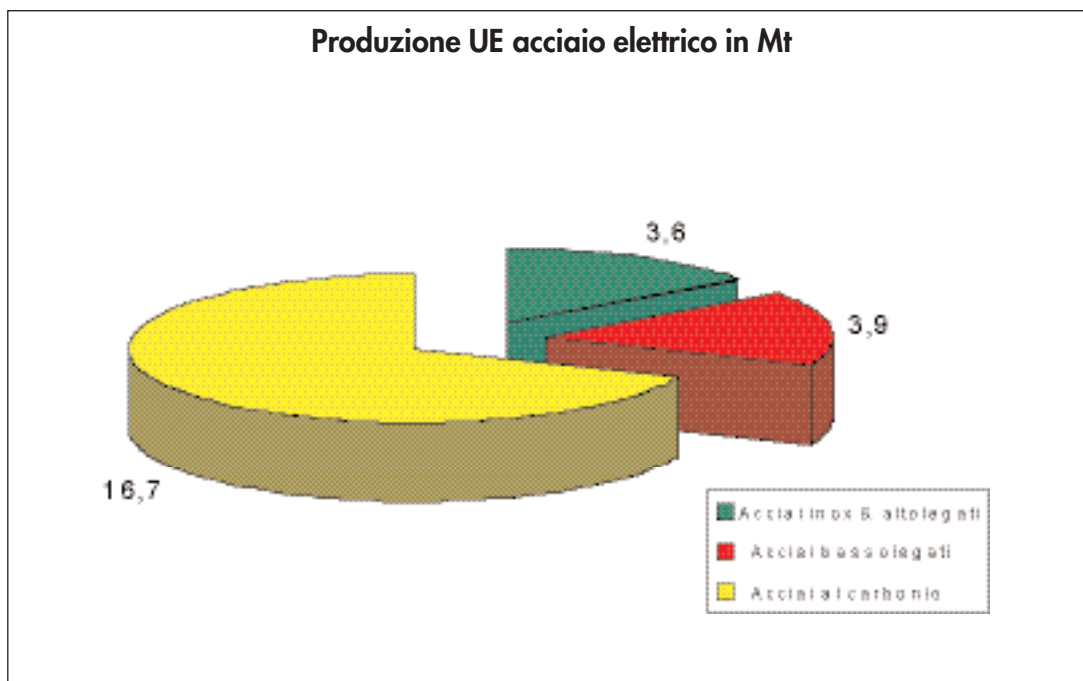


Fig. 2.11 - Distribuzione, nella UE, dei forni ad arco elettrico sulla base del tipo di acciaio prodotto.

In Tabella 2.1.2 è possibile osservare la media delle prestazioni di questo gruppo di forni a confronto con la media delle prestazioni di 3 forni veloci (ottenuti con l'adozione di varie innovazioni tecnologiche) che producevano da soli il 13% dell'acciaio elettrico italiano.

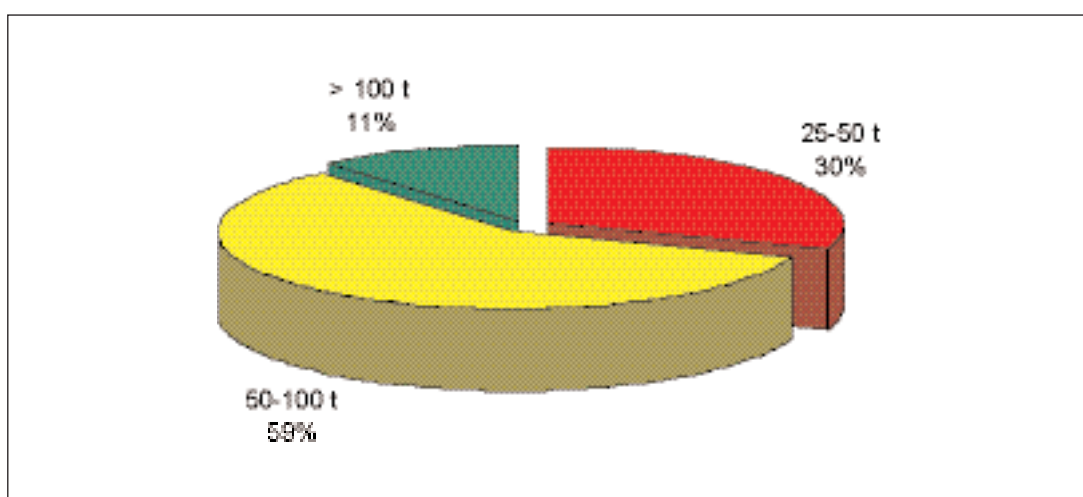


Fig. 2.12 - capacità dei forni ad arco italiani

Tabella 2.1.2

Media delle prestazioni di due gruppi di forni

| | | Gruppo 16 forni | Gruppo 3 forni veloci |
|--|----------|--------------------|--------------------------|
| Quantità acciaio spillata | t/colata | 98.4 | 81.6 |
| Potenza durante la fusione | MW | 49.9 | 46.6 |
| Temperatura di colata | °C | 1650 | 1643 |
| Consumo di energia equivalente: | kWh/t | 547 | 534 |
| -Energia elettrica | kWh/t | 425 | 355 |
| -Energia di ossigeno | kWh/t | 72 | 101 |
| -Energia dai bruciatori ossicombustibile | kWh/t | 50 | 78 |
| Consumo di ossigeno | Nm3/t | 28 | 41 |
| Consumo di metano | Nm3/t | 5 | 8 |
| Tempo da colata a colata | min | 79 | 52 |
| Numero di colate al giorno | n | 19 | 28 |

2.2 TECNOLOGIE COSTRUTTIVE DELLE ACCIAIERIE AD ARCO ELETTRICO

2.2.1 Apparecchiature e lay-out

Un'acciaiera elettrica può essere suddivisa, per comodità descrittiva, nelle varie sezioni che costituiscono il complesso industriale che la ospita. La figura 2.13 ne schematizza le più importanti. Come si può osservare, procedendo da destra verso sinistra, si incontrano il parco rottami, la campata forni e la fossa di colata. In un'altra sezione, non visibile in figura, si effettuano sia le operazioni ausiliarie, quali la preparazione delle lingottiere nel caso in cui non sia presente un impianto di colata continua, sia l'immagazzinamento dei refrattari, delle ferrole e eventualmente degli elettrodi [1]. Il parco rottame è servito da carroponi che selezionano il materiale e lo trasferiscono entro ceste di carica con fondo apribile, che possono avere un volume pari anche a 80% di quello del forno. Impianti di cesoiatura e pressatura consentono di tagliare i rottami e di pressare nella cesta quelli di bassa densità apparente: quest'ultima operazione permette di diminuire il numero complessivo di ceste e dunque le dispersioni termiche, e le emissioni, determinate dall'apertura della volta durante il caricamento. Vicino al forno vi è la cabina elettrica che contiene il trasformatore ed i meccanismi per la regolazione automatica del movimento degli elettrodi. Ogni forno è inoltre dotato di un sistema di captazione ed abbattimento fumi e di una presa per l'ossigeno che viene ormai usato in tutte le acciaierie. Nella presente trattazione quando si parla di forni elettrici ad arco si fa riferimento a quelli ad arco diretto. Questi sono costituiti da un crogiolo cilindrico ad asse verticale composto da un fasciame in lamiera interamente

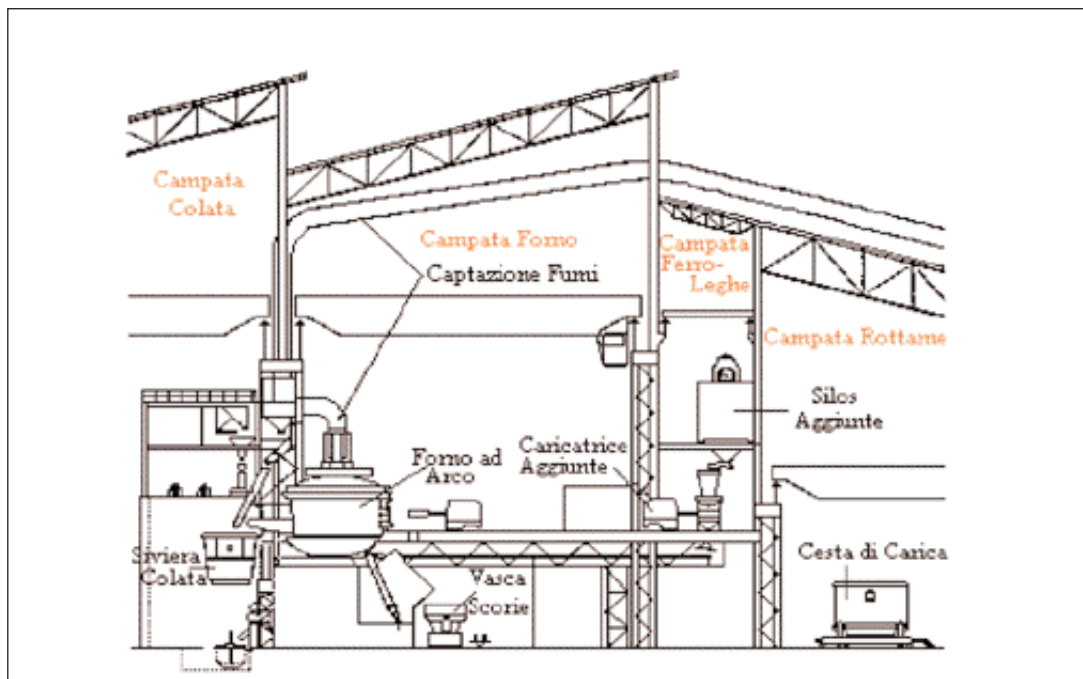


Fig. 2.13 - Sezione semplificata di un'acciaiera elettrica con forno ad arco trifase da 150 t.

rivestito in refrattario il cui fondo ha la forma di una calotta sferica. Esso è coperto da una volta mobile che ne consente il caricamento rapido dall'alto mediante le ceste di carica. Il crogiolo ha la possibilità di basculare ruotando attorno ad un asse orizzontale: tale movimento consente sia di spillare la colata versandola, attraverso un foro

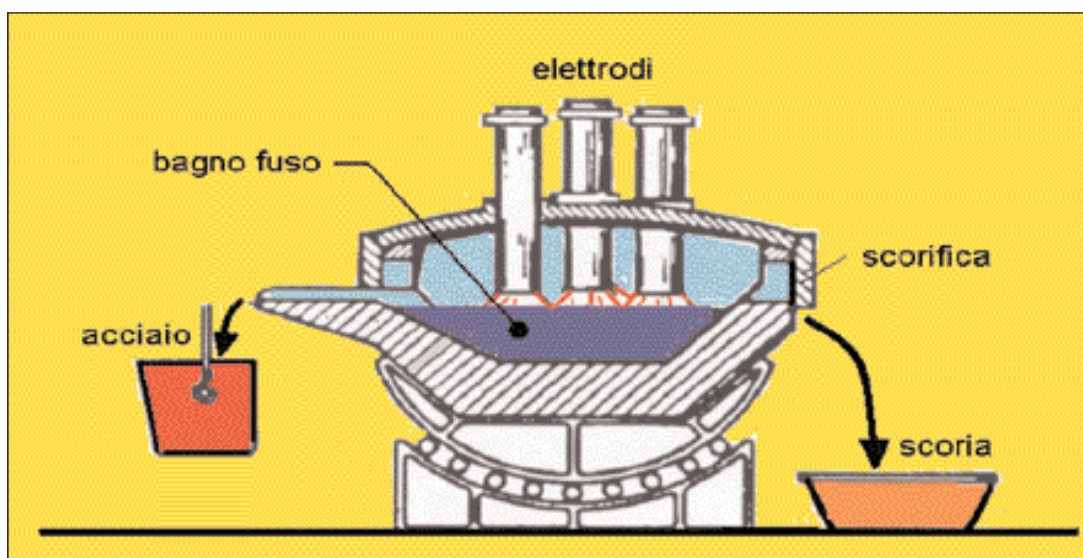


Fig. 2.14 - Rappresentazione schematica della sezione di un forno elettrico ad arco diretto

ed un canale di colata, in siviera, sia di agevolare le operazioni di scorifica effettuate attraverso delle apposite porte, come schematizzato in fig. 2.10. I forni ad arco sono generalmente di tipo trifase e sono quindi muniti di tre elettrodi di grafite, come mostra la figura 2.14, che penetrano nel crogiolo attraverso tre fori praticati nella volta e disposti secondo i vertici di un triangolo equilatero [2]. Gli elettrodi sono serrati da morse conduttrici collegate elettricamente al secondario del trasformatore. L'arco scocca tra l'estremità di ciascuno dei tre elettrodi e la carica metallica. Questa è percorsa dalla corrente ed il circuito secondario si chiude attraverso la carica. L'energia elettrica viene trasformata in calore per effetto Joule ed il calore trasmesso al resto della carica principalmente per irraggiamento. Caratteristica peculiare dell'arco è quella di convertire una grande quantità di energia in calore in uno spazio limitato raggiungendo così temperature dell'ordine di 3500°C. Il sistema di regolazione dell'arco agisce sulla posizione delle colonne porta-elettrodo, infatti la tensione d'arco, a parità di corrente, è funzione della distanza tra elettrodo e carica metallica e cresce con essa. Per ogni data condizione di funzionamento (espressa in termini di potenza-voltampère), si realizza una condizione di arco stabile regolando la distanza elettrodo-carica, in relazione alla curva caratteristica di tensione al secondario del trasformatore. Vi sono oggi diversi sistemi di regolazione molti dei quali di grande efficacia per prontezza, sensibilità e stabilità. I sistemi ad impedenza costante si basano sulle variazioni di tensione e di corrente connesse con le irregolarità di assorbimento di energia da parte dell'arco. Tali variazioni si trasformano in impulsi nel sistema di regolazione che determinano un sollevamento degli elettrodi in caso di aumento dell'assorbimento di energia e viceversa un loro abbassamento in caso di diminuzione. La tensione di alimentazione dei forni è dell'ordine di 80-350 V, con tendenza nei forni moderni di elevata potenza fusoria di giungere sino a 1000 V. I moderni forni possono essere equipaggiati con lance supersoniche, che sono dei bruciatori ausiliari, sistemi di post combustione dei fumi, mentre il rottame può essere preriscaldato² facendo uso proprio del calore sensibile dei fumi (forni di tipo Consteel). In definitiva l'apporto energetico elettrico viene integrato in maniera sempre più significativa da altri non elettrici, ed i fumi sono divenuti parte integrante del processo fusorio. Per quanto riguarda le caratteristiche costruttive dei forni, l'involucro del crogiolo è realizzato in lamiera d'acciaio con rivestimento interno di refrattario. Esso è soggetto a notevoli sollecitazioni sia termiche che meccaniche. La parte più alta del crogiolo è un anello di acciaio costituito da un solo pezzo, irrigidito da nervature e raffreddato con circolazione d'acqua. La volta del forno è disposta su un anello in acciaio, fuso o saldato, raffreddato ad acqua. Il sollevamento dell'insieme volta-colonne porta elettrodi viene realizzato con azionamento idraulico, mentre il rovesciamento del forno può avvenire sia attraverso congegni elettromeccanici, che attraverso pistoni idraulici.

² Questa soluzione non sembra aver trovato larga diffusione in Italia.

2.2.2 I refrattari

Per quanto riguarda i refrattari che rivestono la superficie interna del forno a diretto contatto con la massa fusa, la quasi totalità dei forni elettrici ad arco ha un rivestimento basico. La suola del forno è costituita in genere da due parti: un rivestimento di sicurezza in mattoni di magnesite cotta e la suola vera e propria in genere costituita, in Italia, da una pigiata di dolomite cotta che sinterizza a contatto con l'acciaio liquido. Per il rivestimento delle pareti si possono utilizzare blocchi di dolomite prefabbricati o mattoni a base di magnesite; anche in questo caso si può far uso di un rivestimento di sicurezza. L'intercapedine tra i blocchi ed il rivestimento di sicurezza viene riempita di dolomite fine che assorbe parte della dilatazione delle murature. La volta del forno è severamente sollecitata in quanto esposta all'irraggiamento diretto da parte dell'arco e del materiale fuso ed a forti variazioni di temperatura durante le operazioni di carica del forno. Per la sua costruzione si utilizzano sempre più spesso refrattari alluminosi ad anelli concentrici. I refrattari magnesiaci sono costituiti essenzialmente da ossido di magnesio che, non trovandosi come tale in natura, viene ottenuto calcinando il carbonato o l'idrato.

Tabella 2.2.1

| Costituente | Formula | Media (%) | Punto di fusione (°C) |
|---------------------|---|-----------|-----------------------|
| Periclasio | MgO | 85 | 2800 |
| Ferrito bicalcico | $2\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ | 1 | 1435 |
| Ferrito di magnesio | $\text{MgO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3$ | 4 | 1750 |
| Spinello | $\text{MgO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ | 2 | 2135 |
| Brownmillerite | $4\text{CaO}\cdot\text{Fe}_2\text{O}_3\cdot\text{Al}_2\text{O}_3$ | 4 | 1415 |
| Merwinite | $3\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot\text{SiO}_2$ | 1 | 1575 |
| Forsterite | $2\text{MgO}\cdot\text{SiO}_2$ | - | 1890 |
| Monticellite | $\text{CaO}\cdot\text{MgO}\cdot\text{SiO}_2$ | - | 1500 |

Nella tabella 2.2.1 sono riportati i composti che possono essere presenti assieme all'ossido di magnesio cristallino (periclasio) in un mattone magnesiacco cotto. I refrattari magnesiaci presentano una elevata refrattarietà che però risulta fortemente influenzata dalla quantità e dalla natura di fase vetrosa. Essi presentano inoltre una elevata resistenza all'attacco chimico da parte di sostanze basiche che è ovviamente legata alla struttura fisica del manufatto ed in particolare alla porosità. A differenza di quanto si verifica per la magnesite, la dolomite (carbonato doppio di calcio e magnesio) è molto diffusa in natura. Il rapporto in peso CaO/MgO è circa pari a 1.4 e le

principali impurezze sono costituite da SiO_2 (0.5-5%), Fe_2O_3 e Al_2O_3 (2-5%). Nei refrattari ad alto contenuto di allumina il tenore di Al_2O_3 varia dal 45 al 99%; essi presentano buona stabilità di volume, elevata refrattarietà sotto carico ed una buona resistenza agli shock termici: tali caratteristiche li rendono idonei per il rivestimento delle volte dei forni e delle parti più sollecitate delle siviere.

2.2.3 Gli elettrodi

Gli elettrodi, a causa delle notevoli sollecitazioni termiche e meccaniche a cui sono sottoposti, devono avere particolari caratteristiche quali:

- non fusibilità e resistenza all'ossidazione,
- buona conducibilità elettrica e termica,
- basso coefficiente di dilatazione termica.

Tali requisiti sono posseduti dagli elettrodi di grafite che vengono prodotti a partire da antraciti, coke metallurgico e coke di petrolio utilizzando catrame come legante. Il dimensionamento degli elettrodi viene fatto in base all'ampereaggio previsto ed, in generale, si può dire che la densità di corrente ammissibile diminuisce al crescere del diametro dell'elettrodo che è dell'ordine dei 600 mm, per i forni DC (corrente continua), e sale a 700 - 750 mm per i forni AC (corrente alternata). Il consumo degli elettrodi dipende dall'intensità di corrente in corrispondenza della zona in cui si sviluppa l'arco ed è funzione del tempo lungo la superficie laterale: esso in pratica si aggira, in media, sui 4-7 kg per tonnellata di acciaio prodotto ma negli impianti più moderni si è giunti, nel caso dei forni DC, a valori dell'ordine di 1 - 1,5 Kg/t, mentre nel caso dei più diffusi forni a AC, a valori dell'ordine di 2- 3 Kg/t [4]. La spesa per gli elettrodi incide per almeno il 10% sulla spesa di trasformazione risultando uno dei costi maggiori nella fabbricazione dell'acciaio. Per quanto riguarda la potenza del trasformatore per i forni moderni è compresa tra 500 e 100 kVA per tonnellata di capacità nominale. La tensione primaria del trasformatore è in generale compresa tra 10 e 60 kV, mentre la tensione secondaria è in genere variabile per soddisfare le varie esigenze metallurgiche ed oscilla, ad esempio per un forno da 50 t, da 120 V a 750 V. La figura 2.15 fornisce una visione schematica della disposizione trasformatore-forno fusorio che, per ragioni di risparmio energetico, sono solitamente collocati a distanza molto ravvicinata.

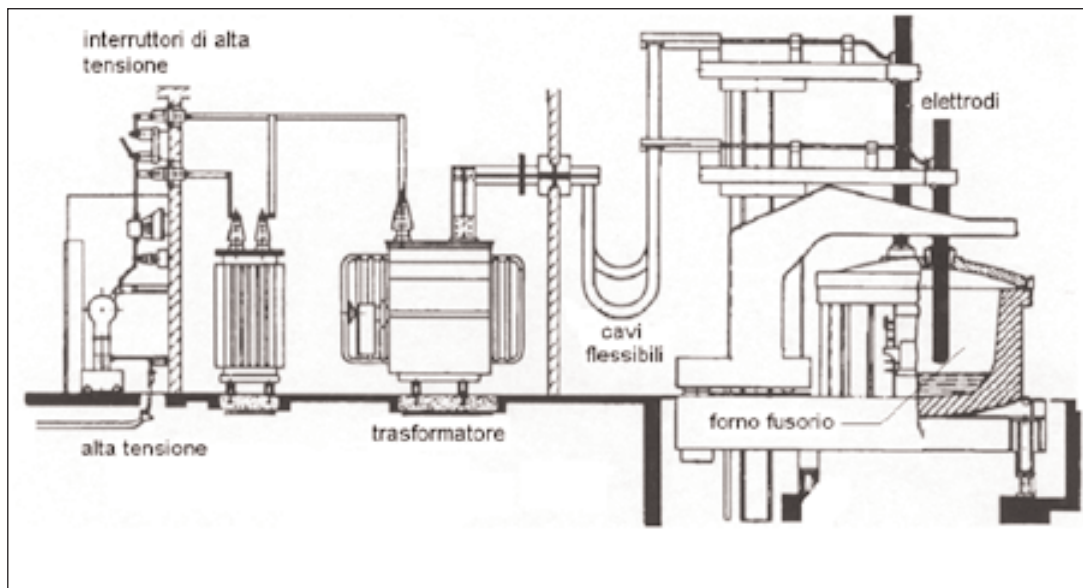


Fig. 2.15 Visione schematica del sistema trasformatore-forno fusorio.

2.2.4 Il raffreddamento

Un'acciaieria ed, in particolare il forno elettrico, necessitano di una grande quantità di acqua di raffreddamento. In un moderno forno gli elementi raffreddati ad acqua presentano una notevole sensibilità alla qualità dell'acqua usata, a causa delle rilevanti sol-

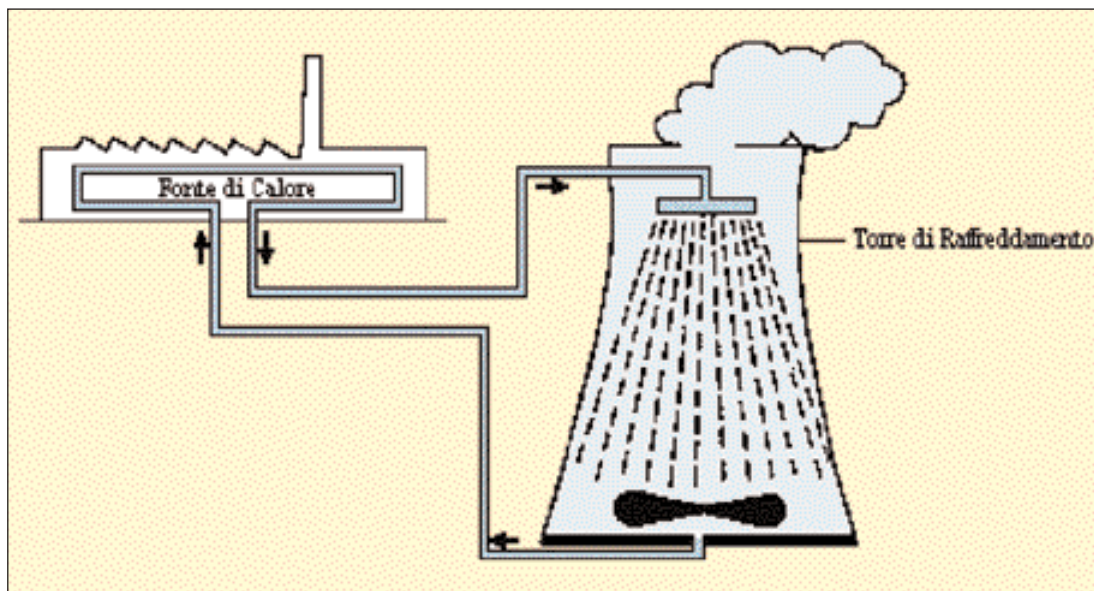


Fig. 2.16 - Raffreddamento dell'acqua con torre di raffreddamento

lecitazioni termiche a cui sono sottoposti che favoriscono l'insorgere di fenomeni di corrosione sotto tensione; da qui la necessità di trattare chimicamente e di filtrare l'acqua di fiume o di pozzo usata, e di adottare sistemi di ricircolo al fine di limitare le perdite al solo volume evaporato. I metodi di raffreddamento [3], in caso di ricircolo dell'acqua, sono sostanzialmente i seguenti:

1. Torre di raffreddamento, schematizzata in figura 2.16, con o senza ventilatore. I problemi creati dall'introduzione di questa unità nel circuito dell'acqua di raffreddamento sono la contaminazione dell'acqua con solidi trasportati dall'aria, la riossigenazione dell'acqua e le perdite per evaporazione.

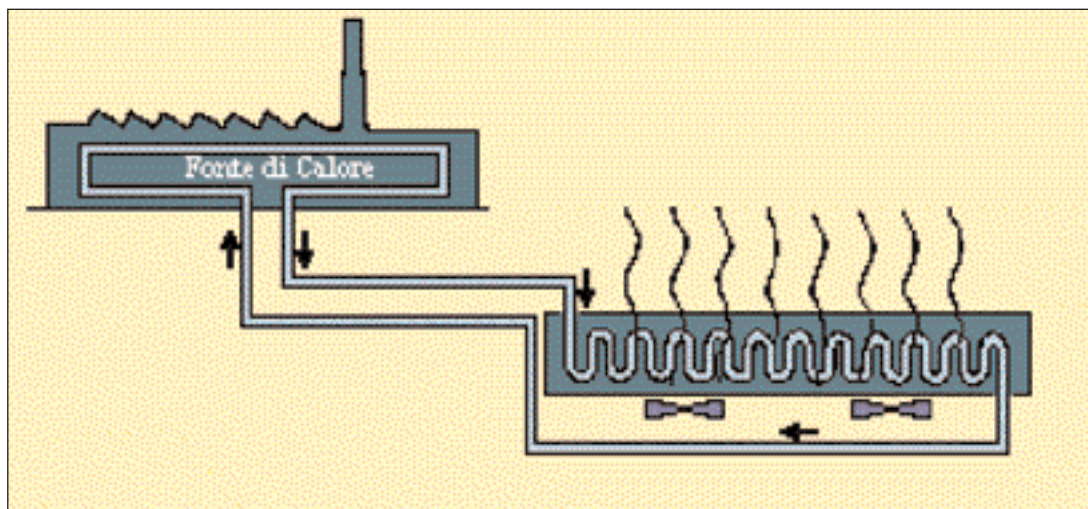


Fig. 2.17 - Circuito con raffreddamento ad aria

2. Scambiatore raffreddato ad aria, schematizzato in figura 2.17. Questo tipo di apparecchiatura è preferibile ove ci sia una limitata disponibilità di acqua, ma presenta l'inconveniente di essere suscettibile alle condizioni climatiche.

3. Scambiatore a piastre che si compone di un circuito primario ed uno secondario, figura 2.18. La torre di raffreddamento non refrigera direttamente l'acqua di raffreddamento (o acqua primaria), ma un'acqua secondaria cui è affidato il compito di rimuovere il calore da quella primaria fatta passare in controcorrente nello scambiatore del circuito primario. Benché esso richieda un sistema di raffreddamento secondario, consente l'uso di acqua di bassa qualità (anche quella di mare). Il vantaggio principale di questa soluzione impiantistica è costituito dalla facilità con cui può essere mantenuta.

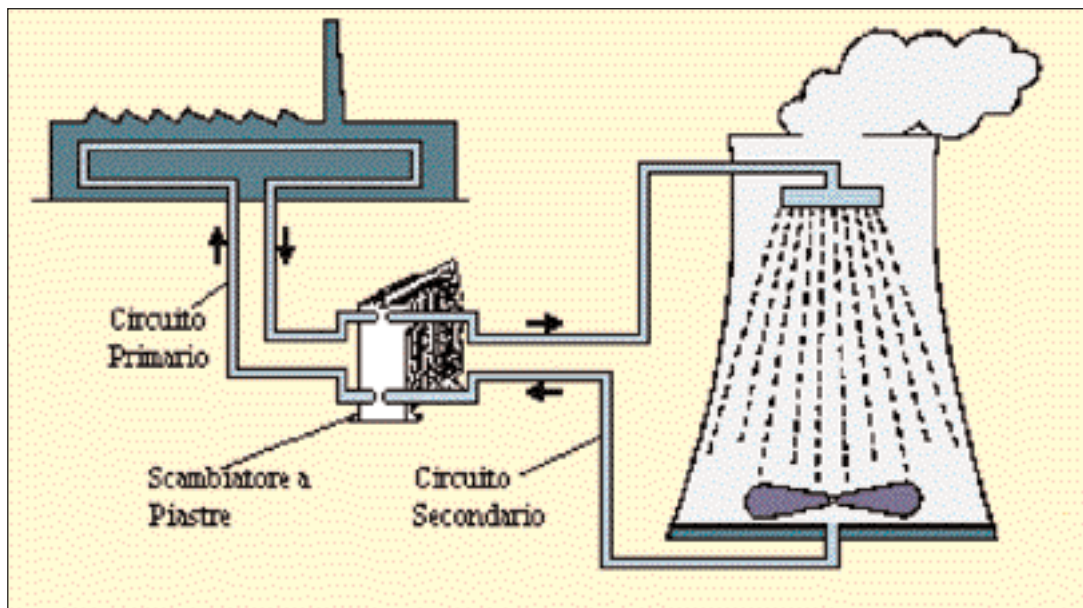


Fig. 2.18 - Scambiatore a piastre acqua-acqua con circuito secondario di raffreddamento

2.2.5 Captazione ed abbattimento fumi

Per proteggere l'ambiente all'interno e nei dintorni dell'acciaiera elettrica occorre intervenire sui fumi prodotti. Le emissioni di un forno elettrico vengono usualmente distinte fra *primarie* e *secondarie*, ove con primarie generalmente si intendono quelle dei fumi che provengono dal quarto foro del forno, sia durante il funzionamento dello stesso, che durante le varie fasi di attesa delle ceste, preparazione del forno, ecc., le secondarie comprendono tutti i fumi raccolti dalla cappa ed eventualmente dalla cosiddetta "dog house", che isola il forno stesso in una camera stagna: emissioni da siviera, perdite di tenuta, emissioni dal forno aperto durante la carica, durante le operazioni di scorifica, ecc. La caratterizzazione dei fumi, e delle polveri che da essi si ottengono, è strettamente dipendente da diversi fattori quali:

- le caratteristiche della carica: la carica risulta sostanzialmente "pulita" quando è costituita da scarti dei processi siderurgici e semilavorati, mentre all'estremo opposto si situa la carica contenente composti clorurati, batterie, torniture, oli e grassi, ecc.;
- la tipologia del forno;
- il tipo di acciaio prodotto.

Il volume e la temperatura dei fumi risultano, dunque, notevolmente influenzati dalla particolare combinazione dei fattori sopra menzionati. Per quanto attiene al *volume*, fattori di incremento durante la fusione sono costituiti da:

- gli apporti di ossigeno che vengono a loro volta bilanciati dalle tecniche di post combustione;

- l'incremento delle potenza elettrica che determina una più rapida combustione delle sostanze organiche presenti (oli, plastiche, ecc.) ed un più rapido innalzamento delle temperature dei gas sviluppati;
- il preriscaldamento della carica contribuisce invece ad una loro riduzione.

Per le fasi di carica e di spillaggio, l'ottimizzazione dei tempi, l'elevata carburazione, ecc. portano a notevoli aumenti dei volumi delle emissioni. Le portate volumetriche delle emissioni possono essere collocate nell'intervallo $10^5 - 10^6 \text{ Nm}^3/\text{h.}$, ove i valori minori riguardano i forni da 30 - 40 t mentre quelle maggiori sono relative ai forni da 80 - 100 t. Tali valori hanno carattere puramente indicativo in quanto l'ottimizzazione delle portate viene effettuata anche tenendo conto delle prescrizioni relative ai contenuti delle emissioni. Per quanto riguarda la *temperatura*, si può affermare che tutte le tecnologie di scambio termico quali la post combustione, il preriscaldamento, ecc. tendono a limitare l'innalzamento termico che si registra al completamento della combustione (nei condotti refrigerati, camera di sedimentazione); in definitiva si possono raggiungere temperature massime dell'ordine dei circa 1500°C che si riducono a circa $800 - 900^\circ\text{C}$ in caso di post-combustione e preriscaldamento della carica. Il contenuto di polveri nei fumi è a sua volta condizionato da diversi fattori quali i contributi di ossigeno e le tecniche di preriscaldamento ma, in generale, li si può stimare in circa 1 - 2 % del peso della carica solida, equivalenti a circa 800 - 1600 Kg/colata per una capacità nominale di 80 t, il che comporta produzioni giornaliere di polveri stimabili in alcune decine di tonnellate. Lo schema base è costituito da:

- sistema di captazione (cappe di aspirazione, dog house);
- condotte di convogliamento dei fumi;
- gruppo ventilatori di estrazione;
- sistema di filtraggio costituito attualmente, nella grande maggioranza dei casi, da batterie di filtri a manica;
- eventuale trattamento delle polveri (sinterizzazione).

Nelle moderne acciaierie si tende a mantenere distinti i circuiti delle emissioni primarie e secondarie ma tale soluzione può non risultare ottimale o praticabile a seconda del Lay-out originale dell'impianto. Il sistema di estrazione, convogliamento ed abbattimento dei fumi, provenienti dal quarto foro, è dimensionato al fine di ottimizzare i diversi fattori che condizionano il funzionamento del forno:

- la velocità di estrazione dei fumi, e quindi la pressione del forno (ottenimento di un vuoto sufficiente), influenza non solo l'efficienza termica del forno (consumo specifico di energia) ma anche il consumo degli elettrodi. Una velocità troppo elevata raffredda il forno ed aumenta il consumo degli elettrodi, mentre una velocità troppo bassa non permette una combustione completa dei gas combustibili prodotti dal processo di acciaieria ed il loro raffreddamento;
- l'ottimizzazione della combustione rende necessaria un'apposita camera (che

garantisca il miscelamento ottimale e la combustione in condizioni di sicurezza) da collocarsi in prossimità del forno; nella fase iniziale della fusione ed in presenza di rottami ricchi di grassi, si possono sviluppare notevoli quantità di gas combustibili che rendono necessaria l'installazione di bruciatori pilota;

- il sistema di captazione ed abbattimento dei fumi deve inoltre proteggere il forno dal rischio di esplosioni che si presenta, in assenza di uno stadio di pre-combustione, quando scintille o materiale caldo vengono a contatto con piccole quantità di gas rimaste nei condotti;

- una particolare condizione di pericolo si genera quando si miscelano, prima dell'ingresso nell'unità di abbattimento, i gas di estrazione diretta provenienti da due forni diversi (gas ricchi di ossigeno, provenienti da uno, incontrano gas ricchi di combustibile, provenienti dall'altro);

- i condotti devono essere dimensionati per ridurre le resistenze al moto ed ottenere velocità dell'ordine della decina di m/s (con portate volumetriche dell'ordine di 100.000 Nmc/h), necessaria per evitare la deposizione delle polveri nei condotti. Attualmente i filtri a manica, schematizzati in figura 2.19, sono i più largamente diffusi (elevate rese di abbattimento, bassi costi di gestione e manutenzione), sebbene i costi d'investimento siano più alti rispetto agli scrubber Venturi, schematizzati in figura 3.16 (raramente usati nei forni ad arco a causa dei costi operativi). I precipitatori elettrostatici sono stati frequentemente usati, nel passato, per l'abbattimento dei fumi nonostante l'elevata sensibilità all'umidità, alla temperatura e resistività dei gas. Per un efficiente abbattimento è necessaria una umidità minima del 15% che può essere ottenuta iniettando acqua nella corrente gassosa (con possibili inconvenienti in fase d'avvio quando la temperatura dei gas è ancora bassa per garantire un'efficiente

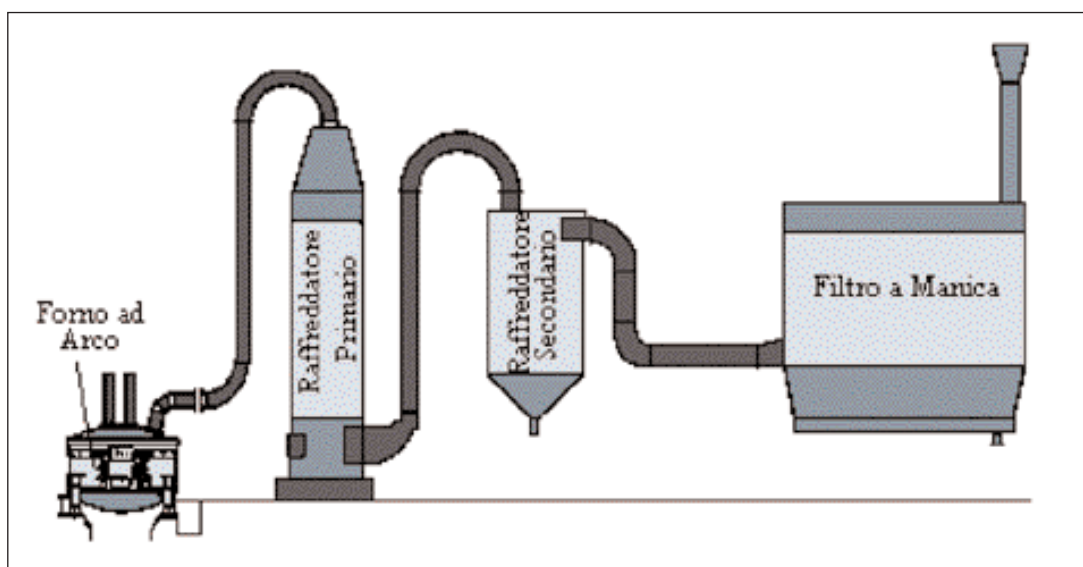


Fig. 2.19 - Schema di impianto di captazione ed abbattimento fumi con filtri a manica

evaporazione). I vantaggi dei precipitatori elettrostatici sono da attribuirsi ai bassi costi di manutenzione e di esercizio dovuti alle basse cadute di pressione di attraversamento, ed alla possibilità di esercizio a temperature maggiori rispetto ai filtri a manica. Le elevate temperature dei gas uscenti dal forno ($\sim 600 - 1100^{\circ}\text{C}$) rendono necessario un raffreddamento che viene ottenuto mediante camicie d'acqua di alcuni condotti. La lunghezza dei condotti da raffreddare viene però opportunamente minimizzata per evitare indesiderate infiltrazioni di refrigerante, che rappresentano un rischio per il forno oltre ad innalzare le spese di pompaggio e raffreddamento. Per poter utilizzare i filtri a manica si rende necessaria una riduzione della temperatura dei gas di almeno 150°C , a tal fine in alcuni impianti vengono usati degli appositi scambiatori, ma si possono prevedere, come alternativa, sistemi di estrazione combinata, usando aria per la diluizione e, se necessario, iniezioni d'acqua. Con un attento dimensionamento le temperature massime, all'interno della camera di combustione, possono essere limitate a $\sim 1200^{\circ}\text{C}$ consentendo così l'utilizzo di refrattari ordinari che hanno una vita d'esercizio sufficientemente lunga. Nelle acciaierie moderne è anche necessario raccogliere i fumi dalla siviera durante lo spillaggio e durante i trattamenti che si ef-

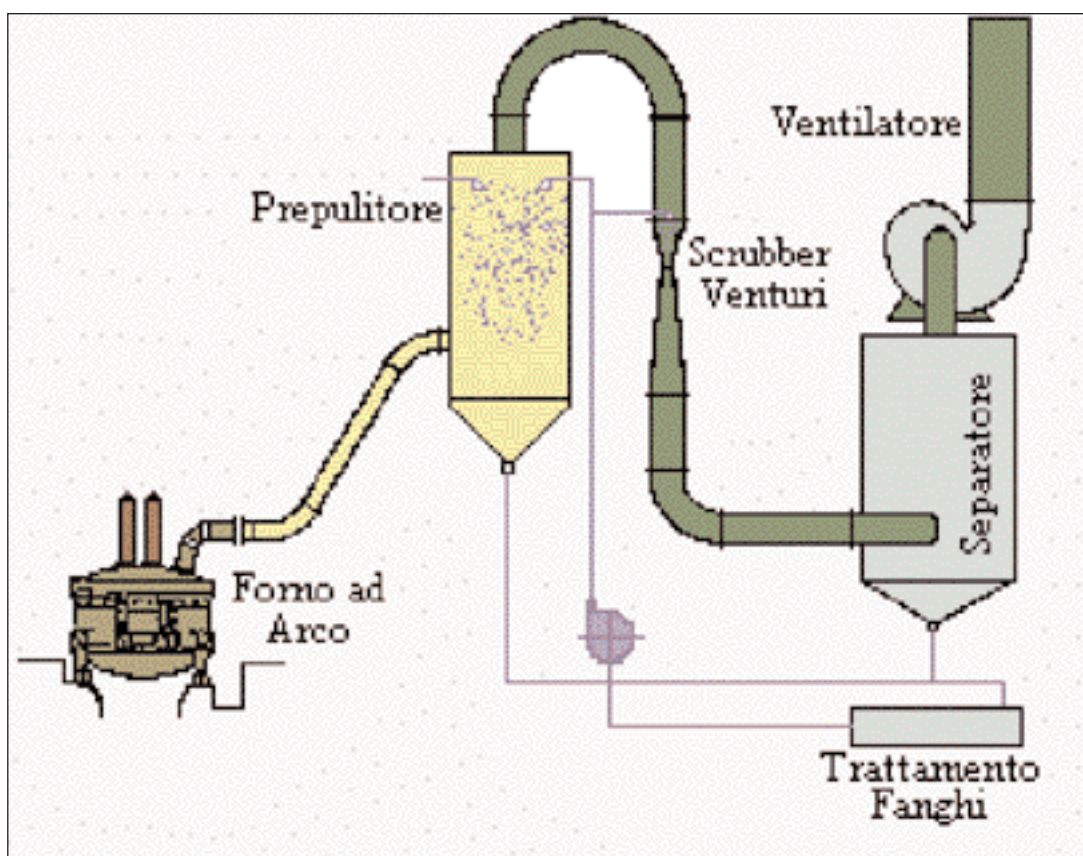


Fig. 2.20 - Schema di impianto di captazione ed abbattimento fumi mediante scrubber Venturi.

fettuano in essa. I fumi estratti da questi punti vengono mischiati con i fumi uscenti dal forno in un punto vicino all'uscita della camera di combustione; il raffreddamento finale è ottenuto utilizzando i gas provenienti dal sistema di estrazione secondario. Per il controllo delle emissioni secondarie si utilizza una cappa posta al di sopra del forno che estrae un volume gassoso dipendente dall'altezza della cappa sul forno. La sua posizione deve essere comunque tale da permettere le operazioni di carica.

2.2.6 - Potenziamento dei trasformatori

Si è già visto che una svolta decisiva nello sviluppo della tecnologia del forno elettrico si è avuta con l'introduzione dei forni UHP. Con la trasformazione ad alta potenza, le potenze attive specifiche sono passate da 200-350 kWh/t a 450-550 kWh/t per forni di piccole dimensioni (< 35 t), da 150-300 kWh/t a 400-500 kWh/t per forni di dimensioni medie (40-100 t), e da 150-250 kWh/t a 300-400 kWh/t per forni di grandi dimensioni (> 100 t). Tali forni consentono inoltre una notevole ottimizzazione dei tempi ossia un elevato rapporto tra il tempo di inserzione elettrica e la durata complessiva della colata. L'andamento qualitativo della potenza attiva assorbita in funzione del tempo è mostrato in Fig.2.21. I vantaggi principali offerti da tali forni so-

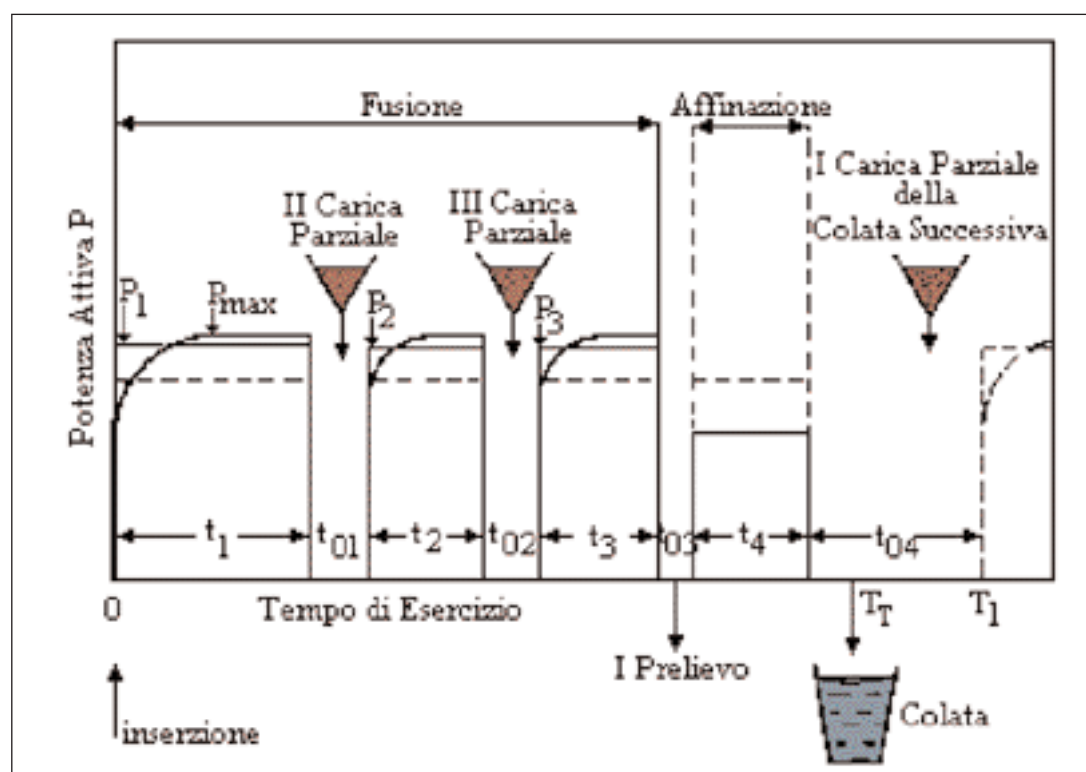


Fig. 2.21 - Potenza attiva richiesta in funzione del tempo di esercizio.

no non solo un notevole aumento di produttività, ma anche un aumento di uniformità di temperatura e di composizione chimica del bagno a causa dell'energica agitazione conseguente alla forte intensità di corrente.

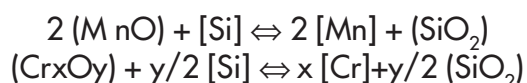
2.3 TECNOLOGIE DI PROCESSO

2.3.1 Principi di esercizio del forno ad arco

Nel processo di fabbricazione dell'acciaio al forno ad arco si possono distinguere tre operazioni principali: il caricamento del forno, la fusione del materiale caricato, l'affinazione per il raggiungimento della composizione chimica e della temperatura prescritte per il tipo di acciaio da produrre. Le prime due operazioni, che incidono fortemente sulla produttività del forno, sono da condurre il più velocemente possibile e limitazioni a tale velocità sono poste solo dalle condizioni dell'impianto (sistema di carica adottato, potenza elettrica disponibile) e dal tipo di materiale di carica (ad esempio densità del rottame). La durata dell'affinazione è invece condizionata dal tipo di acciaio da produrre e dai requisiti qualitativi posti in relazione alle materie prime impiegate. Con riferimento ai materiali di carica si hanno due tipi di esercizio del forno elettrico con carica solida: processo ghisa-rottame e carbone-rottame. Le differenze fra i due sono abbastanza trascurabili, poiché il quantitativo di ghisa in carica in genere non supera quello minimo necessario per la carburazione, cioè per raggiungere a fine fusione il tenore di carbonio più conveniente per la successiva condotta dell'affinazione: la ghisa in carica difficilmente supera il 10 - 15% della carica totale. Il tipo di processo più diffuso è quello carbone-rottame, dato che questa carica risulta in molte circostanze la più economica. Per carburare il metallo si impiega per lo più coke o antracite. Un materiale di carica interessante per l'impiego nei forni elettrici sono i preridotti di ferro, sotto forma di spugna, pellets o anche di bricchette. Vi è oggi qualche acciaieria elettrica che impiega preridotti su piena scala industriale, anche per la maggiore pulizia della materia prima in termini di elementi non desiderati. Subito dopo la carica ha inizio la fusione. Il trasformatore del forno durante tale periodo viene utilizzato alla massima potenza per la quale è stato previsto. Nei primi minuti, quando gli elettrodi lavorano ancora in posizione alta in prossimità della volta e l'arco è fortemente instabile, per la bassa temperatura e l'insufficiente ionizzazione, si inizia la fusione con prese di tensione alquanto ridotte, ma via via che gli elettrodi scendono, perforando la carica e l'arco risulta schermato dalla massa della carica, si lavora alla massima tensione secondaria e quindi con arco lungo. Le operazioni di variazione della tensione durante la condotta della fusione sono molto agevolate nei moderni impianti muniti di trasformatori con variatore di tensione sotto carico, non essendo in tal caso necessario interrompe-

re l'erogazione di energia al forno. Difficilmente tutta la carica di rottame può essere contenuta nel crogiuolo, per la sua eccessiva voluminosità: quindi non appena sia fusa la carica della prima cesta, si effettua una seconda carica, e così via fino al completamento. Le operazioni di carica nei forni a volta mobile e carica effettuata con ceste a fondo apribile, richiedono interruzioni di soli pochi minuti, con ridotta dispersione di calore, dopo di che si riprende la fusione. Quando la fusione è completata ha inizio l'affinazione. Questa richiede, nel caso del processo basico, la formazione di scorie di composizione chimica e viscosità controllate, con aggiunte di calcare, calce e spatofluore; si conduce contemporaneamente l'ossidazione del carbonio, con aggiunte di minerale di ferro o scaglie di laminazione sino a giungere al tenore di carbonio finale desiderato per l'arresto. Generalmente le scorie di fusione vengono eliminate con una scorifica prima di iniziare l'affinazione ossidante. Qualora si faccia uso di ossigeno gassoso, si procede al soffiaggio per una veloce decarburazione. Nel corso dell'affinazione ossidante si ha come obiettivo, oltre l'eliminazione del carbonio ed una certa desolfurazione, la defosforazione. La ripartizione metallo-scoria dello zolfo durante l'affinazione ossidante al forno elettrico, si svolge solo limitatamente, essendo le condizioni ossidanti. Portato il carbonio al livello desiderato per l'acciaio da fabbricare, si arresta la decarburazione, eliminando con una scorifica le scorie ossidanti, rinnovandole con la aggiunta di calce, iniziando eventualmente la disossidazione in forno (ad esempio con alluminio o lega FeSiMn). Nel caso di acciai semplici al carbonio o basso legati e comunque sempre che non sia prevista una successiva affinazione riducente, si procede subito alla colata in siviera, facendo le aggiunte correttive e disossidanti finali (che generalmente vengono ripartite fra il forno e la siviera). Nel caso della lavorazione "a doppia scoria", tipica del forno elettrico, si fa seguire alla affinazione ossidante una scorifica completa. Si formano nuove scorie con l'aggiunta di calce; queste risutano altamente basiche e vanno fluidificate con spatofluore. Quindi la scoria viene disossidata con aggiunta di riducenti finemente macinati, quali: ferrosilicio, siliciuro di calcio, carburo di silicio, coke e antracite; eventualmente si può fare uso anche di alluminio in gocce. I disossidanti svolgono la riduzione dell'ossido di ferro degli altri ossidi metallici presenti nelle scorie, ne abbassano quindi il potere ossidante, effettuano una disossidazione parziale del metallo per ripartizione metallo-scoria dell'ossigeno. E' possibile nella fase riducente desolfurare efficacemente il metallo per l'alto rapporto di ripartizione dello zolfo che si può raggiungere; è invece impossibile lo svolgimento di qualsiasi defosforazione e spesso si verifica una certa risalita del fosforo nell'acciaio. Per ottenere i migliori risultati metallurgici dall'affinazione riducente occorrerebbe una permanenza molto lunga (dell'ordine di ore), con aggravii di vario tipo e con l'inconveniente di una sensibile risalita del contenuto di gas dell'acciaio (idrogeno). Si preferisce oggi accelerare l'affinazione, ricorrendo alla messa a punto metallurgica dell'acciaio fuori del forno (ad esempio in un impianto di trattamento sottovuoto), utilizzando per la desolfurazione le tecniche di insulfilazione di polveri riducenti mediante veicolo gassoso e così via. Il ricorso all'affinazione con

scorie riducenti è indispensabile quando si debbono produrre acciai ad alto tenore in elementi ossidabili, quali il manganese ed il cromo. Le forti aggiunte di lega, che sono in questo caso necessarie, possono essere fatte solo in forno, dato che occorre fornire una notevole quantità di calore per la loro fusione ed evitare disomogeneità analitiche dell'acciaio nella siviera. Le aggiunte degli elementi di lega (ferro-manganese, ferro-cromo, ecc.) possono venire fatte in forno con una resa elevata in elementi ossidabili, quando si siano formate e si mantengono scorie riducenti a tenore in ossido di ferro molto basso. Per questo motivo, per la fabbricazione di acciai ad alto tenore di cromo, quali gli inossidabili, quelli per impieghi alle temperature elevate e tipi analoghi, o dell'acciaio austenitico al manganese, si impiega quasi esclusivamente il forno elettrico. In condizioni di scorie riducenti, e quindi in assenza di azioni ossidanti sul metallo, si stabiliscono equilibri di ossidoriduzione metallo-scoria del tipo dei seguenti, con riferimento al manganese e al cromo ed all'impiego di silicio quale riducente:



Per quanto concerne i disossidanti impiegati per la riduzione delle scorie, le scorie riducenti possono essere riportate a due tipi principali: scorie bianche non carburate e scorie riducenti carburate. Le scorie del primo tipo vengono formate impiegando quali riducenti principalmente silicio ed alluminio; il carbonio, o non viene impiegato affatto, oppure solo in quantità molto limitata. Scorie di questo tipo sono necessarie quando si debbano fabbricare acciai a tenore di carbonio basso (quali, ad esempio, alcuni tipi di acciai inossidabili). Aggiunte di carbonio rilevanti, anche se fatte con materiale finemente macinato in polvere ed aggiunto su scorie già formate, determinano inevitabilmente un passaggio di carbonio nell'acciaio, che in questi casi va in ogni modo evitato. Quando invece non vi sia un vincolo di questo tipo, ad esempio nella fabbricazione di acciai semiduri o duri, è preferibile il ricorso a scorie riducenti carburate, per le quali si fa uso prevalente del carbonio per la riduzione. Occorre in tal caso tener conto della risalita del contenuto di carbonio dell'acciaio per l'effetto ricarburante della lavorazione ed iniziare quindi l'affinazione riducente con una percentuale di carbonio nell'acciaio abbastanza bassa, cosicché alla fine non venga superato il limite massimo di prescrizione.

2.3.2 Vari tipi di condotta dell'affinazione al forno elettrico

Gli schemi generali di lavorazione qui esposti, possono subire numerose varianti, in relazione al tipo di acciaio da fabbricare, alle materie prime impiegate, a considerazioni di carattere qualitativo e metallurgico oppure di carattere economico. Si può tentare una classificazione delle più importanti di tali varianti, in relazione alle diverse principali operazioni dell'affinazione.

A. Con riguardo alla operazione di decarburazione si possono avere tre principali tipi di lavorazione:

A1. Lavorazione con ossidazione completa, nella quale la decarburazione viene spinta al disotto del minimo tenore di carbonio prescritto alla analisi finale (generalmente sino allo 0,10% circa). Dopo scorifica completa, si ricarbura fino al tenore di carbonio richiesto. Questo tipo di lavorazione è per lo più adottato per esigenze di defosforazione.

A2. Lavorazione con decarburazione parziale: partendo da adeguato tenore di carbonio a bagno fuso, si decarbura fino al tenore di carbonio prescritto per l'acciaio che si fabbrica, o meglio fino ad un carbonio inferiore a quello, tenendo debito conto dell'effetto ricarburante delle aggiunte finali e della successiva eventuale affinazione riducente.

A3. Lavorazione senza decarburazione. Si pratica nella fabbricazione per rifusione di colate di acciaio legato (inossidabili, acciai al cromo in genere, acciaio austenitico al manganese). Si effettua la riduzione della scoria di fusione e si cola senza procedere a nessuna operazione di scorifica. La carica è sempre composta di rottami di acciaio legato dello stesso tipo di quello da fabbricare. Questa lavorazione può comportare lo inconveniente di un contenuto di gas nell'acciaio piuttosto alto.

B. Con riguardo ai tipi e numero delle scorie impiegate, si hanno i principali casi seguenti:

B1. Lavorazione ad una sola scoria ossidante. E' la lavorazione più economica e veloce, la più largamente applicata alla fabbricazione degli acciai al carbonio e basso legati.

B2. Lavorazione a due scorie, la prima ossidante e la seconda riducente. E' la lavorazione caratteristica del forno elettrico, che abbiamo in precedenza descritta.

B3. Lavorazione con una sola scoria e due fasi di affinazione, la prima ossidante e la seconda riducente; si differenzia dalla precedente per il fatto che non si effettua nessuna scorifica. Viene adottata nella fabbricazione di acciai a medio ed alto tenore in elementi di lega ossidabili, principalmente al cromo, per rifusione di rottami di acciaio legato. Consente un buon recupero di elementi di lega, senza rinunciare ai vantaggi, anche qualitativi, che la lavorazione ossidante con ribollimento del carbonio offre (ad esempio basso contenuto di gas nell'acciaio). E' applicata in particolare nella fabbricazione di acciai a basso carbonio. Ricorrendo per la decarburazione all'impiego dell'ossigeno gassoso e facendo svolgere il processo a temperatura elevata,

si limita il passaggio del cromo in fase scoria per ossidazione; con la successiva riduzione delle scorie si ottiene il suo ritorno nella fase metallo, resa alta e poche perdite. B4. Lavorazione con una sola scoria riducente. E' propria delle colate di rifusione partendo da rottami ad alto tenore in elementi di lega (v. precedente punto A3).

C. In relazione al tipo di carica impiegato, in particolare alla sua composizione chimica, si possono avere i seguenti schemi di processo di fabbricazione, limitatamente al caso di acciai legati:

C1. Processo di fabbricazione sintetico, in cui la carica è composta di rottami di acciaio al carbonio e la composizione finale viene raggiunta mediante l'aggiunta degli elementi di lega necessari.

C2. Processo semisintetico, in cui la carica è in parte composta di rottami di acciaio legato, dello stesso tipo o di tipo analogo a quello da fabbricare. La composizione finale viene raggiunta mediante correzioni analitiche apportate con l'aggiunta degli elementi di lega.

C3. Processo di rifusione, in cui la carica è composta esclusivamente di rottami dello stesso tipo di quello da fabbricare. Le aggiunte finali di elementi di lega sono limitate alla necessità di piccole correzioni da apportare alla composizione chimica.

2.3.3 Preriscaldamento del rottame

Per il preriscaldamento del rottame si sono individuate diverse possibili soluzioni: una cesta contenente il rottame viene coperta con un coperchio in materiale refrattario al centro del quale è posto un bruciatore il cui dimensionamento deve essere tale da scaldare il rottame tra una carica e la successiva. Preriscaldando il rottame a 300°C si possono risparmiare circa 50 kWh/t e diminuire il consumo degli elettrodi del 25%. L'incompleta combustione di oli, materie plastiche e di altre sostanze può tuttavia dar luogo alla formazione di prodotti tossici, in primo luogo le diossine/furani ma anche clorobenzeni, IPA, ecc., rendendo necessaria una post-combustione dei fumi; poiché i fumi all'uscita dal forno hanno una temperatura compresa tra 600 e 1100°C, con portate di centinaia di migliaia di Nm³/h, il loro calore sensibile può essere convenientemente impiegato per preriscaldare il rottame. Tali fumi vengono fatti passare o direttamente attraverso la carica oppure vengono convogliati in uno scambiatore dove viene riscaldata dell'aria pulita che viene fatta poi passare attraverso la cesta contenente i rottami. Con tale metodo si possono risparmiare 30-50 kWh/t e ridurre il consumo degli elettrodi ma si verificano gli stessi inconvenienti sopra menzionati. Le tecniche di preriscaldamento del rottame comportano dunque alcuni problemi, non secondari, dal

lato delle emissioni, richiedendo quindi un'integrazione con sistemi di post combustione dei fumi (ad esempio con bruciatori a metano), per cui non sembrano condurre a risparmi energetici significativi.

2.3.4 Utilizzo di bruciatori ossicombustibile e di lancia ad ossigeno

L'utilizzo di bruciatori ossicombustibile e della lancia ad ossigeno fornisce oggi il 30-40% dell'energia necessaria per il processo nell'EAF. I bruciatori ossicombustibile venivano inizialmente utilizzati per la fusione dei rottami in corrispondenza della porta da cui viene spillata la scoria, ove il riscaldamento da parte dell'arco risulta inefficiente. Con l'aumento della potenza dei forni essi sono stati impiegati per riscaldare i punti freddi comuni nei forni UHP. Grande interesse ha assunto l'utilizzo di tali bruciatori negli ultimi anni quando il costo degli elettrodi e dell'elettricità sono cresciuti. Tuttavia l'uso di bruciatori incrementa, come visto in precedenza, la quantità di fumi prodotti: se si utilizzano quantità stechiometriche di gas naturale e di ossigeno per ogni metro cubo di gas naturale insufflato vengono sviluppati circa tre metri cubi di prodotti di combustione, e se si assume che il calore di combustione sia pari a circa 10 kWh/m³ quando il bruciatore fornisce 293 kWh aggiuntive di potenza, i gas da aspirare dal quarto foro crescono di 85 metri cubi. Nell'ultimo decennio la lancia ad ossigeno è diventata parte integrale delle operazioni di fusione nell'EAF. Mentre all'inizio l'ossigeno era usato soprattutto per la decarburazione in quantità di circa 2.7-7 m³/t, nei moderni forni UHP il consumo di ossigeno varia nell'intervallo 18-27 m³/t. In base al calore teorico di reazione del carbonio a CO, l'insufflazione di 0.5 m³/s fornisce circa 11 MW. Il risparmio energetico imputabile all'impiego della lancia ad ossigeno deriva dalle reazioni esotermiche di ossidazione del carbonio e del ferro e dall'agitazione che assicura omogeneità di temperatura del bagno. Anche l'utilizzo di lance ad ossigeno porta ad un incremento notevolmente della quantità di gas prodotti: durante il periodo di decarburazione per ogni metro cubo di ossigeno insufflato si producono 2.5 metri cubi di CO.

2.3.5 - Forno EBT

Per non avere problemi nell'eseguire le operazioni fuori forno è importante che le scorie ossidanti non accompagnino, quando viene effettuata la colata, l'acciaio liquido. Molto efficace a tale scopo si è rivelato l'uso del forno EBT³ (Fig. 2.22) che possiede un foro di colata eccentrico [2], ed i cui vantaggi sono i seguenti: tempo di colata dimezzato rispetto al forno tradizionale;

³ L'acronimo EBT sta per Eccentric Bottom Tapping

l'angolo di inclinazione è di soli 10 gradi contro i 40 di un forno con canale di colata, ciò consente di ridurre l'estensione della zona che viene a contatto con l'acciaio liquido e che deve, di conseguenza, essere rivestita di refrattario; il forno non viene svuotato completamente con il notevole vantaggio di facilitare la fusione della prima cesta di rottame e di permettere l'insufflazione di ossigeno fin dall'inizio.

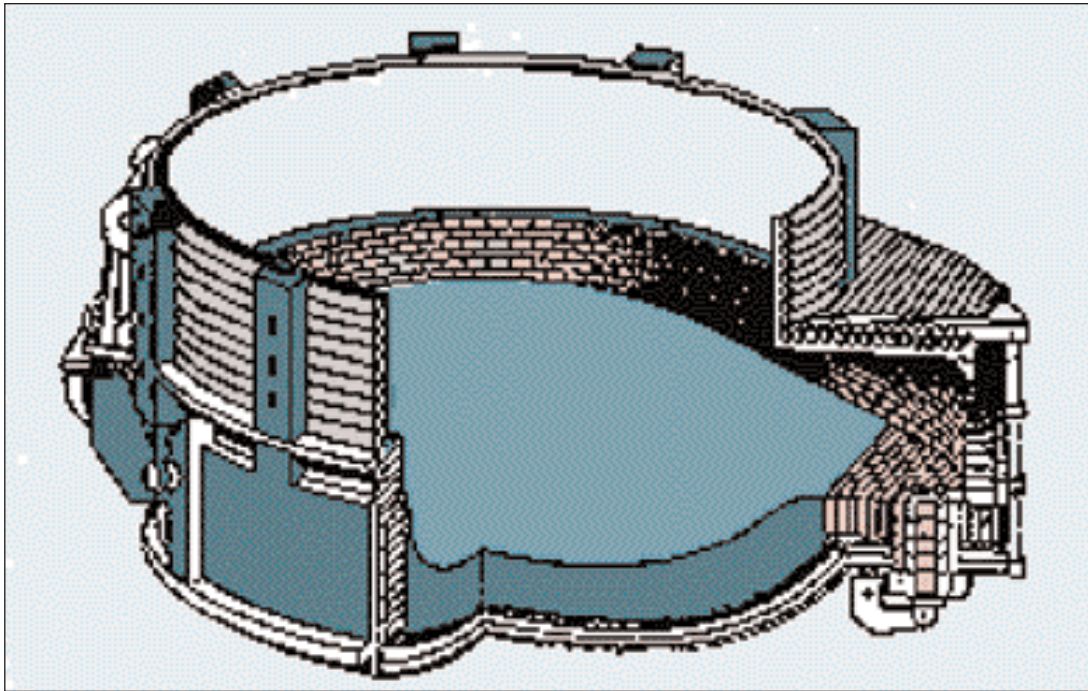


Fig. 2.22 - Spaccato di un forno EBT

2.3.6 Impiego di scorie schiumose

L'uso di scorie schiumose aumenta lo spessore di queste ultime da 100 mm a circa 300 mm: ciò determina una sommersione dell'arco e schermo l'irraggiamento dell'arco sulle pareti e sulla volta del forno. I fattori che favoriscono lo schiumeggiamento sono l'arricchimento in carbonio, l'insufflazione di ossigeno, un indice di basicità delle scorie ($\text{CaO}/(\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3)$) elevato. I vantaggi ottenibili con questa pratica sono:

- una produttività più elevata grazie al miglior trasferimento di calore al bagno;
- un minore consumo degli elettrodi;
- una minore sollecitazione delle pareti del forno;
- un minore consumo specifico di energia;
- un arco meno rumoroso.

2.3.7 Forni elettrici ad arco a corrente continua

Nel corso degli anni ottanta si è pensato di realizzare un forno alimentato in corrente continua simile a quello in corrente alternata, ma avente un solo elettrodo posto in posizione centrale che funge da catodo mentre il circuito elettrico si chiude con la suola del forno [4]. Tale forno permetterebbe di risolvere taluni problemi connessi all'impiego del forno in corrente alternata quali inquinamento acustico, disturbi della rete di alimentazione e instabilità dell'arco alimentato in corrente alternata.

2.3.8 Processo Consteel®

Il processo Consteel® [5], schematizzato in figura 2.23, rappresenta un nuovo approccio al processo di fusione in quanto carica, fusione ed affinamento vengono trasformati in una operazione continua. Il Consteel® prevede un convogliatore diviso in due sezioni:

un convogliatore aperto nel quale viene caricato il rottame;

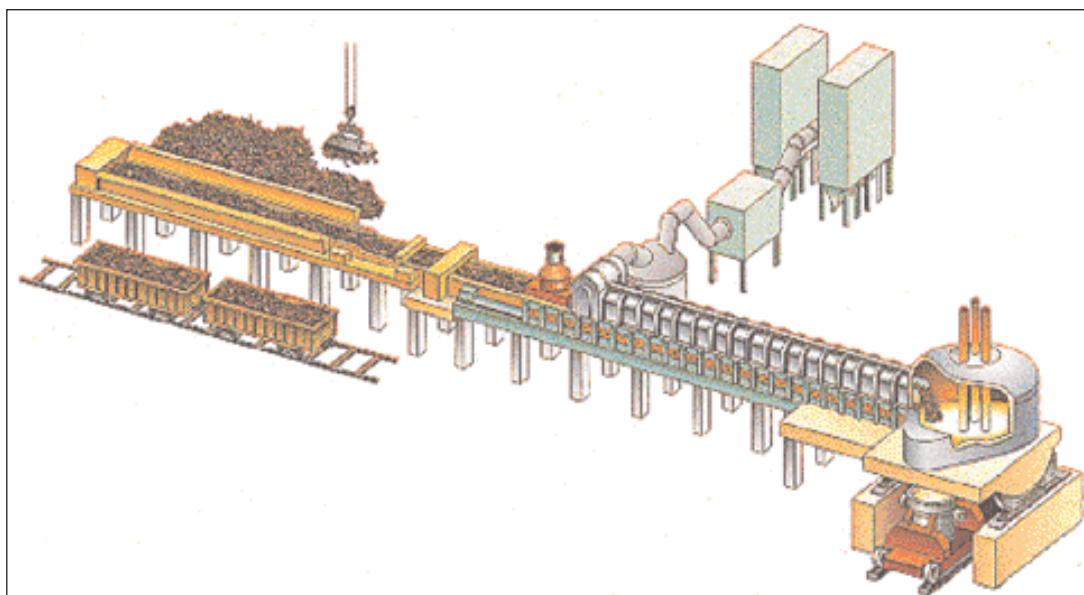


Fig. 2.23 - Processo Consteel®

un convogliatore a tunnel in cui il rottame viene convogliato in maniera continua verso il forno e viene riscaldato con il calore sviluppato dalla postcombustione dei fumi che fuoriescono dal forno.

I fumi che fuoriescono dal convogliatore vengono raffreddati e inviati all'impianto di abbattimento fumi. Il rottame, caricato in continuo, è fuso per immersione nell'acciaio li-

quido presente all'interno del forno dove l'insufflazione di carbone ed ossigeno assicurano il mantenimento di una scoria schiumosa. Anche il forno elettrico utilizzato nel Consteel" presenta delle differenze rispetto a quello tradizionale:

- parete con foro di imbocco del carrello convogliatore,
- volta senza quarto foro e senza gomito,
- sistema di basculamento con piattaforma che appoggia su ruote in modo che il centro di rotazione sia il centro del convogliatore che così non deve essere estratto quando il forno viene mosso,
- la volta del forno ha una configurazione orizzontale in quanto gli elettrodi lavorano sempre protetti dalla scoria schiumosa.

Possono essere impiegati come materiali di carica rottami ferrosi senza alcuna preparazione, rottami di ghisa e ghisa in pani, preridotto in pellets o in bricchette, ghisa liquida in quantità che va dal 20 al 40% della carica. Quest'ultima viene caricata da un canale che si trova sulla parete del forno.

Il processo Consteel" offre poi una serie di vantaggi:

- risparmio sui consumi energetici fino a 2.5 MW/h t e funzionamento con disturbi elettrici ridotti;
- riduzione del livello di rumore da 110-115 dB di un forno convenzionale a 85-90 dB;

eliminazione della carica a ceste con conseguente aumento della produttività, riduzione delle perdite di energia dovute all'apertura della volta e riduzione delle emissioni di fumo che si hanno durante in fase di carico ceste; a causa di ciò la portata della baghouse si riduce del 40% e si riduce sia il numero sia la potenza dei ventilatori. Attualmente sono in esercizio sei impianti Consteel", di cui tre negli Stati Uniti, uno in Giappone, uno in Thailandia e uno in Italia. Quest'ultimo è stato installato presso O.R.I. Martin a Brescia nell'Agosto 1998: è un forno AC/EBT con una capacità totale di 115 t, che assorbe una potenza di 35 MW in 48 minuti (tempo minimo "tap to tap").

2.3.9 Forno "Twin shell"

Il forno "Twin-Shell", di cui oggi ne esistono circa 15 in esercizio, nasce dalla necessità di accrescere il rendimento energetico del forno riducendo il tempo di "power-off". Tale forno è composto di due corpi aventi in comune un solo sistema portaelettrodi avente un movimento rotatorio. Mentre il materiale viene fuso in un corpo, nel secondo viene caricata la prima ceste e quando il primo è pronto per lo spillaggio, l'elettrodo è posizionato sull'altro dove inizia la fase di "power-on": il che determina una crescita della produttività del forno. In alcuni casi mentre un forno effettua la fusione, i gas caldi vengono fatti passare attraverso il secondo per preriscaldare la carica; tuttavia nel caso si

presentino problemi legati allo sviluppo di composti organici volatili è preferibile effettuare il preriscaldamento del rottame nel corpo in stand-by utilizzando dei bruciatori. Il forno "Twin-Shell" è caratterizzato inoltre da una elevata flessibilità per ciò che riguarda l'uso di energia e materia prima che può essere costituita da rottame, ghisa, ghisa liquida, HBI, DRI e carburo di ferro. La necessità di elevate velocità di decarburazione ha condotto a progettare un forno che combinasse le funzioni di un forno AC o DC e di un convertitore effettuando la decarburazione con una lancia ad ossigeno.

2.3.10 Forno a tino

Il forno a tino è stato sviluppato da Fuchs System Inc. e commercializzato nel 1992. Esso dispone di un sistema di preriscaldamento e può essere costituito da un singolo corpo o da un doppio corpo. Sono stati installati sette forni a singolo tino e due a doppio tino.

Il forno a tino utilizza per il preriscaldamento del rottame posizionato in un tino raffreddato ad acqua, il calore sensibile dei fumi e il calore prodotto da bruciatori ossi-combustibile. L'efficienza termica è più alta rispetto a quella dei forni tradizionali in quanto i bruciatori sono sommersi dai rottami. Il tino può contenere il 40% dei rottami costituenti una carica: il rottame rimanente viene caricato nel forno direttamente prima della fusione.

2.3.11 Forno Contiarco

Il forno Contiarco è un forno ad arco DC costituito da un tino anulare la cui parte interna circonda e protegge l'elettrodo di grafite centrale. Il rottame viene alimentato con continuità nella parte superiore del tino anulare ad una velocità pari a quella di fusione nella parte inferiore del forno. Durante la discesa nel tino il rottame è preriscaldato dai gas ascendenti che vengono successivamente avviati ad un impianto di trattamento. Poiché il rottame protegge costantemente le pareti del tino è possibile utilizzare sempre la massima potenza senza danneggiare i refrattari.

Il forno Contiarco ha periodi di power-on prossimi al 100% e consumi di energia di circa 260 kWh/t. Esso inoltre, per l'effetto filtrante esercitato dal rottame in fase di preriscaldamento, produce una minore quantità di polveri.

2.3.12 Forno Comelt

Il forno Comelt, sviluppato da Voest-Alpine Industrieanlagenbau (VAI), è un forno DC costituito da due parti:

-
- un corpo fusorio inclinabile
 - un tino verticale per il preriscaldamento del rottame.

Il rottame viene fuso utilizzando elettrodi di grafite inseriti lateralmente in modo che l'arco sia diretto verso il centro del forno. I gas generati fluiscono attraverso i rottami che si trovano nel tino preriscaldandoli. I vantaggi di questo tipo di forni sono i ridotti volumi di gas e di polveri, nonché bassi livelli di rumore.

2.3.13 Rottame e soluzioni alternative per la carica

Fino ad oggi il rottame ha rappresentato, fino a tempi recenti, la materia prima maggiormente impiegata per l'alimentazione dei forni ad arco; l'approvvigionamento del rottame di qualità si è tuttavia trasformato, per la crescente richiesta dovuta alla notevole diffusione dei forni elettrici, in un problema di costi vieppiù elevati. L'offerta di rottame di alta qualità si sta inoltre costantemente riducendo per via delle diverse tecniche rivestimento adottate quali la zincatura, la verniciatura, gli antiossidanti ecc. che, nel loro insieme, contribuiscono a rendere il rottame, prima considerato ottimale, un materiale poco desiderato. Tutto ciò ha dato origine ad un mercato secondario di rottami trattati: negli Stati Uniti ed in Francia, ad esempio, sono stati costruiti due impianti per il dezincaggio delle lamiere, ma ha anche portato alla messa a punto di processi per l'ottenimento di una alimentazione "alternativa" per il forno elettrico costituita da materiali ottenuti mediante processi di riduzione diretta (DRI). La produzione totale di "DRI", nel 1997, ammonta a circa 36.2 Mt: il 70% della quale è destinata ad acciaierie annesse che utilizzano la spugna di ferro come principale carica metallica. La percentuale di acciaierie che utilizzano DRI e HBI (spugna di ferro bricchettata a caldo) sta crescendo e si prevede che nel 2010 toccherà il 50%. Molto interessanti, per il futuro, sono i processi di riduzione per fusione che prevedono la combinazione della riduzione con forno rotante con lo SAF (submerged arc furnace) al fine di ottenere ghisa liquida come prodotto intermedio. Il vantaggio di questa combinazione deriva dalla possibilità di impiegare minerali fini ed una vasta gamma di carboni. Il diffondersi di processi sopra menzionati, che effettuano in vari modi la riduzione del minerale di ferro, permetterà di eliminare, o almeno di ridurre significativamente, i problemi causati dall'introduzione nei forni elettrici di zinco, piombo e materiali polimerici/clorurati.

2.3.14 Metallurgia secondaria in siviera

I diversi processi di trattamento dell'acciaio si differenziano in ordine al tipo di acciaio da produrre ed al livello qualitativo da conseguire. Ogni processo ha una sua propria flessibilità e limitazioni a fronte di esigenze qualitative sempre più severe. Per

soddisfare tali esigenze sono stati messi a punto, ed adottati nella pratica industriale, processi di trattamento dell'acciaio liquido fuori forno che vengono effettuati, in genere, nella siviera di colata (ladle metallurgy), svincolando l'impianto primario di produzione da condizionamenti troppo stringenti. In nessuna acciaieria moderna manca oggi il forno siviera dove si svolgono, oltre a riscaldamento ed alligazione, degasaggio, decarburazione e desolforazione. Le diverse tecnologie di trattamento sotto vuoto, in siviera, sono schematizzate in Figura 2.24.

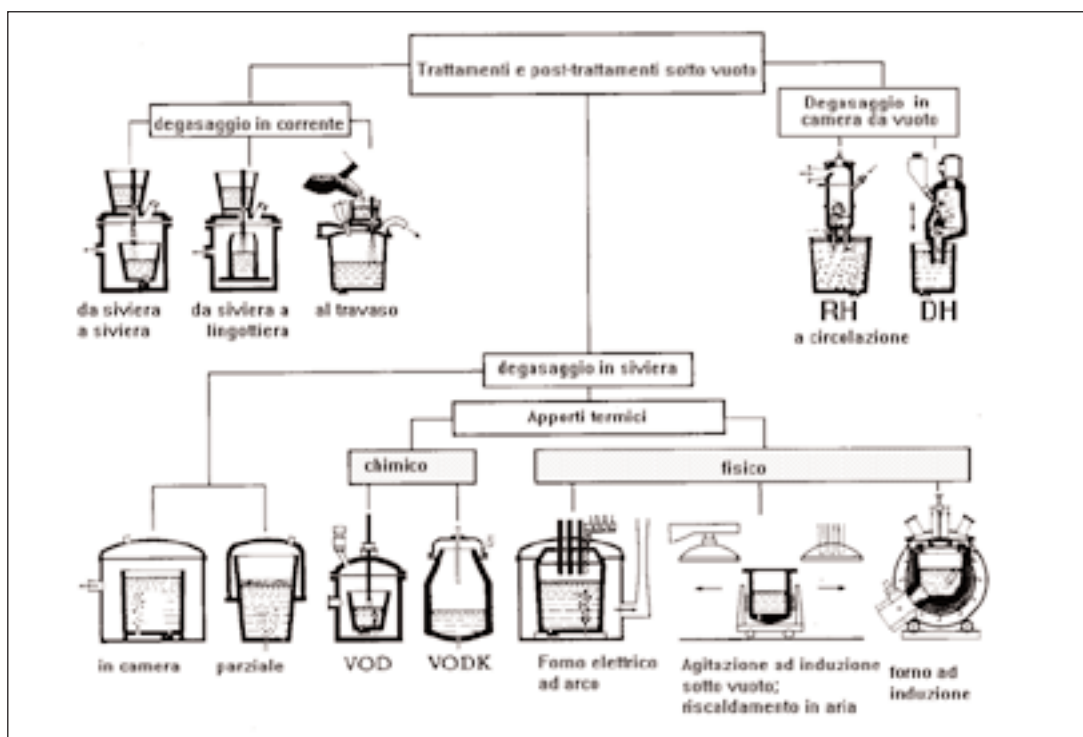


Fig. 2.24 – Metallurgia secondaria. Processi diversi di trattamento dell'acciaio in siviera.

I diversi processi di trattamento dell'acciaio si differenziano in ordine al tipo di acciaio da produrre ed al livello qualitativo da conseguire. Ogni processo ha una sua propria flessibilità e limitazioni a fronte di esigenze qualitative sempre più severe. Per soddisfare tali esigenze sono stati messi a punto, ed adottati nella pratica industriale, processi di trattamento dell'acciaio liquido fuori forno che vengono effettuati, in genere, nella siviera di colata (ladle metallurgy), svincolando l'impianto primario di produzione da condizionamenti troppo stringenti. In nessuna acciaieria moderna manca oggi il forno siviera dove si svolgono, oltre a riscaldamento ed alligazione, degasaggio, decarburazione e desolforazione. Le diverse tecnologie di trattamento sotto vuoto, in siviera, sono schematizzate in Figura 2.24.

2.4 PRODUZIONE E CLASSIFICAZIONE DEI RIFIUTI

I rifiuti che vengono prodotti in una generica acciaieria ad arco elettrico sono, com'è intuitivo, notevolmente diversificati sia come tipologia che come qualità e quantità; la gran parte di essi rientra nella Classe 10 del C.E.R. (Rifiuti inorganici provenienti da processi termici), Sottoclasse 02 (Rifiuti dell'industria del ferro e dell'acciaio); mentre i rimanenti sono costituiti prevalentemente da residui oleosi (oli esausti, morchie, emulsioni, ecc.) e da altri rifiuti assimilabili agli urbani. In termini quantitativi la quasi totalità dei rifiuti (> 96 - 97%) è costituita da scorie non trasformate e da polveri provenienti dall'impianto di abbattimento fumi, mentre in termini qualitativi, ovverosia di pericolosità per l'ambiente e/o per l'uomo, la quasi totalità dei rifiuti pericolosi è costituita dalle polveri e da rifiuti solidi provenienti dal sistema di trattamento dei fumi. Nel presente paragrafo faremo riferimento ai due rifiuti più importanti delle acciaierie elettriche: le scorie ed i fumi che, abbattuti, diventano polveri.

2.4.1 Le scorie

Le scorie si presentano come un materiale di consistenza terrosa di colore grigio, inodore, e sono costituite, in genere, da materiali di tipo minerale, praticamente insolubili e resistenti agli agenti atmosferici. Attualmente negli stabilimenti si tende a stoccare separatamente le scorie di siviera (indicate come "bianche") e quelle del forno fusorio (indicate come "nere"). Nella successiva Tabella 3.4.1 si riportano, a scopo puramente indicativo, i dati di un'analisi tipo di tali scorie. Il D.M. 5 settembre 1994 (All.1) classifica come inerti le scorie di acciaieria da forno elettrico la cui composizione è: SiO_2 10-23%, Al_2O_3 1-5%, CaO 35-55%, $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{FeO}$ 35-40%, MgO 1-8.5%. Sino all'entrata in vigore del D. Lgs. 22/97 il problema dello "smaltimento" delle scorie d'acciaieria era dunque essenzialmente di natura quantitativa e paesaggistica in quanto tali rifiuti venivano scaricati, per lo più, in prossimità degli impianti siderurgici occupando grandi spazi e deturpando il paesaggio; gli sforzi prevalenti erano rivolti alla regolamentazione della forma e delle misure di ricoltivazione di tali "colline"; l'eventuale vicinanza di cave esauste consentiva inoltre l'utilizzo delle scorie per operazioni di ripristino mediante colmata. Con l'entrata in vigore del D.Lgs. 22/97 e, successivamente, del Decreto 5 Febbraio 1998 la situazione si è completamente modificata in quanto, al semplice "smaltimento" in discarica, si è venuta a sostituire la "gestione dei rifiuti" che privilegia l'attività di recupero e riciclaggio (dal 1 gennaio 2000 è consentito smaltire in discarica solo i rifiuti inerti, i rifiuti individuati da specifiche norme tecniche ed i rifiuti che residuano dalle operazioni di riciclaggio, di recupero - Art.5, punto 6). La decisione della commissione 2000/532/ e successive modificazioni classifica le scorie come rifiuti non pericolosi (codice 100202 - scorie non trattate). Tali rifiuti rientrano tra quelli sottoposti alle Procedure Semplificate degli Artt. 31 e

Tabella 2.4.1

Analisi tipo delle scorie di acciaieria

| | Concentrazione (mg/kg) | % |
|--|------------------------|------|
| Silicio (SiO ₂) | | 15,4 |
| Calcio ossido (CaO) | | 40,7 |
| Magnesio Ossido (MgO) | | 6,9 |
| Alluminio ossido (Al ₂ O ₃) | | 9,2 |
| Ferro ossido (FeO) | | 10,5 |
| Cromo ossido (Cr ₂ O ₃) | | 7,0 |
| Manganese ossido (MnO) | | 1,5 |
| Arsenico (As) | < 1 | |
| Cadmio (Cd) | 6,0 | |
| Cromo esavalente (Cr VI) | < 1 | |
| Mercurio (Hg) | < 0,5 | |
| Nichel (Ni) | 214,7 | |
| Piombo (Pb) | 201,7 | |
| Rame solubile (Cu) | 15,4 | |

33 del DLgs 22/97 (CAPO V) in quanto individuati nelle norme tecniche di cui al Decreto 5 Febbraio 1998, che al punto 4.4 descrive le scorie come "granulate o uni-blocchi contenenti più dell'80% in peso di SiO₂, CaO, Al₂O₃, MgO, FeO". Per tali prodotti le attività di recupero praticabili sono individuate al successivo punto (4.4.3) ed, in particolare, dovrebbero essere (considerate le quantità di cui trattasi) quelle individuate ai punti e), f) e g): formazione di rilevati, sottofondi stradali e massicciate ferroviarie; recuperi ambientali; copertura di discariche per RSU. Tuttavia, ognuna di tali soluzioni richiede l'esecuzione del test di cessione con acido nitrico descritto dall'All. 3 del Decreto. La durata temporale (fissata in 16 giorni) e la severità del test lasciano prevedere talune difficoltà, specie nella fase iniziale, nell'applicazione della norma. In un'acciaieria ad arco elettrico oltre alle scorie, propriamente dette, vi può essere la produzione di scaglie o scorie di laminazione che risultano sostanzialmente inerti e sono classificabili con il Codice CER 120101. Si tratta di rifiuti non pericolosi che rientrano anch'essi tra quelli sottoposti alle Procedure Semplificate degli Artt. 31 e 33 (CAPO V). Poiché sottoposti al dettato del successivo Decreto 5 Febbraio 1998, che al punto 5.14 (scaglie di laminazione e stampaggio) le descrive come ossidi di ferro (~ 95%), silice allumina e ossidi minori (~ 5%), esenti da PCB e PCT. Per tali prodotti le attività di recupero praticabili sono individuate al successivo punto 5.14.3

2.4.2 Polveri provenienti dal sistema di trattamento dei fumi

Abbiamo visto, al precedente paragrafo 2.2.4, come le emissioni di un forno elettrico vengano captate prima dell'invio in ciminiera. La ragione di tale pratica sta nel fatto che i fumi di acciaieria elettrica contengono pressoché ogni elemento immaginabile, dai metalli pesanti a quelli leggeri, come zinco ed alluminio, dal cadmio all'arsenico. Questi elementi provengono dal rottame usato che non è soltanto acciaio zincato (di qui lo zinco e tutti i metalli pesanti o leggeri, lo zolfo, il silicio, il fosforo etc.), ma anche verniciato (di qui tutti gli elementi che entrano nella produzione delle vernici). Ci sono, inoltre, tutti quegli elementi che provengono anche dai materiali che solitamente accompagnano i rottami stessi, come plastiche ed altro, che non vengono separati dal rottame. Durante il processo fusorio, data la temperatura elevatissima che si realizza, passano in fase gassosa non solo i bassofondenti, ma anche il ferro stesso ed i metalli ad alta temperatura di fusione che vengono trascinati in fase vapore dalla forza di ebollizione della massa fusa. Tutti questi elementi si ritrovano dunque, nei fumi che non possono essere, per tal ragione, inviati direttamente al camino, ma devono essere abbattuti dando origine alle cosiddette polveri di acciaieria. Si calcola che la produzione di polveri in un forno elettrico oscilli tra 10 e 20 kg per tonnellata di acciaio prodotto. Per un paese come l'Italia, che produce circa 16 Mt di acciaio elettrico, la produzione di polveri è stimabile in circa 160.000-320.000 t di polveri contenenti di tutto. A questo quantitativo si deve aggiungere quello proveniente dai convertitori degli altiforni che, com'è stato detto al paragrafo 2.1.1, sono anche alimentati con rottame di ferro. Questo quantitativo è stimabile in circa 20.000-30.000 t di polveri. La stima totale delle polveri di acciaieria prodotte in Italia ogni anno va, dunque, da un minimo di 180.000 t ad un massimo di 350.000 t. La stima più verosimile è di almeno 280.000 t/anno. Le polveri, dunque, sono il vero problema delle acciaierie, in particolare quelle elettriche e la loro gestione si presenta ancora alquanto problematica. La Tabella 2.4.1 presenta una composizione tipica delle polveri di acciaieria elettrica. Si deve notare come, in generale, gli elementi siano presenti nelle polveri allo stato di ossidi in quanto la presenza di ossigeno nell'atmosfera del forno e l'elevata temperatura ne favoriscono l'ossidazione immediata. Ciò costituisce un grosso problema per il loro smaltimento in quanto, pur contenendo il 40-50% circa in peso di ferro (cioè circa 110.000-140.000 t/anno di ferro), le polveri non possono essere riciclate nel forno elettrico proprio perché in forma di ossido e non di ferro metallico ed il forno fusorio non ha capacità, se non modestissime, di riduzione del ferro. Si deve notare l'elevato tenore di zinco, pari a circa 50.000-98.000 t/anno di Zn) e di piombo. La presenza di Zn e Pb non rende possibile l'uso delle polveri nemmeno come carica in altoforno, dove invece l'ossido di ferro può essere ridotto a ferro metallico e, quindi, fuso. Ciò in quanto lo Zn ed il Pb finirebbero col depositarsi sui refrattari degli altiforni, distruggendoli progressivamente. Tuttavia, questi quantitativi così elevati di Zn rendono in qualche modo appetibili le polveri per il recupero di tale elemento, come vedremo al

Cap. 5 , al pari di quanto viene oggi fatto per le polveri provenienti dagli acciai speciali che, essendo ricche in cromo e nichel in particolare, vengono usate come materia prima seconda. Circa il piombo, si stima che nelle polveri di acciaieria ci siano almeno 7.000-10.000 t.

Tabella 2.4.2

Composizione tipica (%) delle polveri emesse dal forno fusorio

| | Acciai al carbonio (%) | Acciai inossidabili (%) |
|--------------------------------|-------------------------------|--------------------------------|
| Fe ₂ O ₃ | 50,0 | 43,0 |
| ZnO | 18-35 | 2-3 |
| Cr ₂ O ₃ | 0,5 | 19,0 |
| NiO | 0,2 | 6,0 |
| MnO | 12,0 | 6,0 |
| CaO | 12,0 | 8,0 |
| SiO ₂ | 9,0 | 7,0 |
| MgO | 8,0 | 6,0 |
| Al ₂ O ₃ | 1,0 | 0,5 |
| Na ₂ O | 2,0 | 1,5 |
| K ₂ O | 1,0 | 0,5 |
| Ce | 1,5 | 1,5 |
| F | 0,5 | 0,5 |
| C | 1,0 | 0,5 |
| S | 1,0 | 1,0 |
| Pb | 2-7 | |
| Cd | 0,03-0,1 | |
| Cu | 0,2-0,5 | |
| As | 0,06-0,2 | |

Tanto piombo non può certamente provenire dagli acciai cosiddetti al piombo, i quali non potrebbero fornire più di 100 t di Pb, soltanto. La ragione della presenza di piombo deve essere ricercata altrove. Com'è noto, con legge n. 475/88, è stato istituito in Italia il COBAT, Consorzio Obbligatorio Batterie al Piombo Esauste e Rifiuti Piombosi. Il COBAT, tra l'altro, ha il compito di assicurare la raccolta e lo stoccaggio delle batterie al piombo. Dai dati di esercizio del 1995 si evince che il Consorzio ha raccolto ben 154.000 t di batterie esauste. Considerato che il peso totale di una batteria si deve imputare per un buon 85% al piombo presente, si deve ritenere che siano state raccolte circa 131.000 t di piombo. Poiché il rendimento di raccolta è stimabile in un 90-95% del totale messo in commercio ogni anno in Italia, si deve ritenere che la quota di piombo mancante, cioè non ritirata dal COBAT, sia variabile da 6.500 t a 13.000

t/anno. Si tratta, quindi, di un valore che comprende proprio la quantità di piombo verosimilmente contenuta nelle polveri di acciaieria elettrica. Dobbiamo, quindi, ritenere che il piombo contenuto nelle polveri di acciaieria provenga quasi tutto dalle batterie non ritirate dal COBAT e vendute alle acciaierie elettriche assieme ai rottami delle automobili, dalle quali non sono state preventivamente tolte e consegnate al COBAT stesso. Ciò significa che una più attenta gestione del rottame di ferro permetterebbe da un lato di recuperare tutte le batterie messe ogni anno sul mercato in Italia e, dunque, anche il piombo in esse contenuto, e, d'altro lato, di privare le polveri di acciaieria di un pericoloso inquinante, per altro facilmente estraibile in acido acetico. Circa la classificazione delle polveri, è opportuno richiamare la vecchia legislazione prima di introdurre la nuova:

Vecchia legislazione

Le polveri derivanti da impianti di abbattimento fumi di acciaieria venivano considerate, in base alla Delibera Comitato Interministeriale 27 Luglio 1984⁴ ed al D.P.R. 915/82, come un rifiuto "tossico e nocivo". In definitiva la qualifica di "tossico nocivo", nel caso in oggetto, derivava sia dall'applicazione del criterio analitico⁵ che dall'applicazione del criterio sintetico (cicli produttivi che danno origine a rifiuti presuntivamente individuati come tossico nocivi). La norma tecnica 4.2 contenuta nell'All. 3 del D.M. 5 Settembre 1994 prescrive per esse un lavaggio chimico fisico dechlorurante allo scopo di ottenere "polveri, pellets o fanghi palabili idonei al riciclo".

Nuova legislazione

La decisione 2000/532/CE e successive modificazioni prevede, per le polveri derivanti da impianti di abbattimento dei fumi, la seguente codifica:

- 100207* rifiuti solidi prodotti dal trattamento dei fumi, contenenti sostanze pericolose;
- 100208 rifiuti solidi prodotti dal trattamento dei fumi, diversi da quelli di cui alla voce 100207;
- 100213* fanghi e residui di filtrazione prodotti dal trattamento dei fumi contenenti sostanze pericolose
- 100214 fanghi e residui di filtrazione prodotti dal trattamento dei fumi, diversi da quelli di cui alla voce 100213.

⁴ Tabella 1.3 punto 2.7 - Fanghi provenienti da abbattimenti delle emissioni provenienti dalle produzioni di acciaio nei forni elettrici - e Tabella 1.1 - Concentrazioni Limite per Cr⁺⁶ = 0.01%; Cd = 0.01%; Pb = 0.5%; Cu = 0.5%

⁵ La Tabella 1.1 della Delibera fissa la concentrazione limite che, per gli elementi d'interesse pratico per le polveri, sono: Cd ≤ 100 mg/Kg, Pb ≤ 5000 mg/Kg, Cu ≤ 5000 mg/Kg

Per questi rifiuti non è possibile determinare la classificazione dall'origine, ma occorre effettuare una verifica analitica sulla base delle concentrazioni limite dall' art. 2 della predetta decisione 2000/532/CE.

Il citato prevede, in particolare, che i rifiuti classificati come pericolosi, presentino una o più caratteristiche indicate in allegato III alla direttiva 91/689/CE e, in riferimento ai codici da H3 ad H8 e ai codici H10 ed H11 del medesimo allegato, una o più delle caratteristiche riportate dal medesimo art. 2.

L'attribuzione del codice e la conseguente classificazione di tali rifiuti come pericolosi o non pericolosi dipende, pertanto, dalle concentrazioni delle eventuali sostanze pericolose in esso presenti da individuarsi ai sensi del predetto articolo 2 della decisione 2000/532/CE.

Tali rifiuti, individuati come speciali, ai sensi di quanto disposto dall'art. 7 comma 3, lett. g) del D.Lgs. 22/97, qualora classificati come non pericolosi, sono individuati alla voce 12.17 dell'allegato 1 al D.M. 5/2/98, ed in quanto tali, sottoposti alle procedure semplificate di recupero ai sensi degli artt. 31 e 33 del D.Lgs. 22/97.

La voce 12.17 del citato D.M. 5/2/98, come modificato dall'allegato C alla direttiva 9 aprile 2002, individua i "fanghi da trattamento di acque di processo e da abbattimento emissioni aeriformi da industria siderurgica e metalmeccanica" identificandoli, in particolare, con codici: 100208, 100214, 100205.

Anche per detti rifiuti, la decisione 2000/532/CE prevede una doppia classificazione in funzione dell'eventuale presenza di sostanze pericolose secondo quanto riportato precedentemente.

2.4.3 Altri rifiuti

In termini quantitativi la terza tipologia di rifiuti è costituita dai refrattari dei forni costituita da materiali sostanzialmente inerti:

- 161101* rivestimenti e materiali refrattari a base di carbone provenienti dalle lavorazioni metallurgiche, contenenti sostanze pericolose;
- 161102 rivestimenti e materiali refrattari a base di carbone provenienti dalle lavorazioni metallurgiche, diversi da quelli alla voce 161101;
- 161103* altri rivestimenti e materiali refrattari provenienti dalle lavorazioni metallurgiche, contenenti sostanze pericolose;
- 161104 altri rivestimenti e materiali refrattari provenienti dalle lavorazioni metallurgiche, diversi da quelli alla voce 161103.

I rifiuti di refrattari "non pericolosi contraddistinti dai codici 161102 e 161104 sono individuati dal D.M. 5/2/98, alla voce 7.8 dell'allegato 1, suballegato 1. Al punto 7.8.3 vengono individuate le corrispondenti, attività di recupero. Vengono poi i "fon-

di" trasportati insieme ai rottami (fondi di vagone ferroviario, di autotrasporto). Si tratta di materiali abbastanza simili ai rottami stessi, che possono essere classificati con il Codice 100299 (- altri rifiuti non specificati altrimenti - rifiuti speciali non pericolosi). Un'ulteriore tipologia è costituita dai residui oleosi (oli esausti, morchie, emulsioni, ecc.), si tratta in genere di quantitativi limitati, se confrontati con quelli delle scorie e delle polveri, che possono essere catalogati, a seconda dei casi, con diversi Codici CER della classe 130000 (Oli esauriti) Si tratta comunque di rifiuti speciali pericolosi che vengono smaltiti secondo la normativa specifica. Un'ultima tipologia è costituita da quei rifiuti sostanzialmente assimilabili agli urbani che vengono fatti rientrare nei Codici della classe 20.00.00 (Rifiuti domestici ed assimilabili prodotti da attività commerciali e industriali nonché dalle istituzioni inclusi i rifiuti della raccolta differenziata). Per finire, una quarta tipologia di rifiuti prodotti dai forni elettrici è quella delle maniche provenienti dai sistemi di filtraggio a manica e per questo inquinate dalle polveri stesse, le quali non essendo identificabili con un codice specifico dovrebbero essere codificate con il codice 100299:

- 100299 "rifiuti non specificati altrimenti"
- 100203 "rifiuti solidi derivanti dal trattamento fumi",

Si tratta, tuttavia, di quantitativi irrisori se paragonati a quelli costituiti dalle polveri (~ 1/1000). Resta comunque da evidenziare che le maniche, una volta terminato il ciclo operativo, vengono in genere bruciate nel forno fusorio insieme con il rottame.

2.5 RECUPERO E SMALTIMENTO DEI RIFIUTI

2.5.1 Polveri provenienti dal sistema di trattamento dei fumi

Delle scorie di acciaieria elettrica e del loro possibile recupero e/o smaltimento abbiamo già detto al § 2.4.1. Parleremo ora del problema delle polveri, già trattate al precedente § 2.4.2, ma questa volta lo faremo dal punto di vista del loro smaltimento e/o recupero, in termini generali. Le attività di recupero praticabili derivano dal disposto relativo ai fanghi da trattamento acque di processo e da abbattimento aeriformi da industria siderurgica e metalmeccanica, All.1, Decreto 5 febbraio 1998, punto 12.17.3, e sono individuate come: cementifici, produzione di manufatti per l'edilizia, produzione siderurgica. Un'ulteriore voce la si ritrova, sempre nell'All. 1, al punto 7.22 (Rifiuti ceramici inerti) ove viene citata la tipologia:

- Rifiuti da abbattimento fumi di industria siderurgiche [100203].

Ove la provenienza è individuata nell'attività di fusione di leghe ferro-silicio median-

te forni ad arco elettrico e le attività di recupero sono ancora quelle dei cementifici e le industrie di materie prime e di prodotti per l'edilizia. Una prima indicazione, sulla praticabilità di tali soluzioni, deriva da studi recenti (Hoffmann, 1997), citato nel Draft del Reference Document on Best Available Techniques in Iron and Steel Industry-European IPPC Bureau, che evidenzia come attualmente in tutti gli Stati membri una quota della produzione venga smaltita dai forni Waelz esistenti (v. Cap. 5.1), mentre la parte rimanente, valutata come pari a circa il 64%, viene conferita in discariche. Tale situazione rispecchia sostanzialmente il caso italiano, ove esiste un solo impianto Waelz in grado di smaltire, in condizioni ottimali, non più di 80.000 t/a. La rimanente parte⁶ viene prevalentemente avviata, tal quale, a discarica (discariche di II categoria di tipo B) ovvero previo trattamento di inertizzazione (del tipo della litosintesi) nelle opportune discariche. Lo studio dell'European IPPC Bureau cita un unico esempio di un'acciaieria elettrica tedesca che ricicla il 75% delle polveri prodotte. Il riciclo delle polveri nelle stesse acciaierie presenta problemi tecnici e gestionali, mentre l'eventuale convenienza economica è legata quasi esclusivamente al contenuto medio in zinco. Infatti il costo di conferimento ad un impianto Waelz (v. Cap. 5.1) è determinato in funzione (decrescente) del contenuto di zinco, per cui il riciclo presenta un qualche interesse solamente nel caso di polveri con un altissimo contenuto in Zn; in tutti gli altri casi le complicazioni tecniche (legate alla movimentazione delle polveri all'interno dello stabilimento oltre che alle caratteristiche del prodotto finito) sostanzialmente disincentivano tale scelta. Per quanto riguarda la produzione dei cementi si ha notizia di numerosi studi e prove di fattibilità ma non risulta un'applicazione su larga scala sia per la scarsa convenienza economica sia per le caratteristiche del prodotto che tende, con il tempo, ad assumere una colorazione rossiccia (cemento "Ferrari") per effetto dell'ossidazione del ferro contenuto; mentre non si ha notizia riguardo il possibile uso delle polveri per la produzione di manufatti per l'edilizia. Ci si trova dunque di fronte ad un problema di soluzione non immediata: un materiale catalogato in precedenza come "tossico e nocivo" viene declassato a "non pericoloso", e le tecniche di smaltimento individuate non sembrano essere facilmente praticabili.

2.5.2 Monitoraggio e controllo delle emissioni

A valle del sistema di abbattimento dei fumi, descritto al paragrafo 2.2.4, il contenuto di polveri si riduce notevolmente e, dati comunitari, lo fissa nell'intervallo 5 - 10 g/tonnellata di acciaio prodotto. I fumi inviati al camino trasportano i seguenti composti:

⁶ Con l'unica eccezione di quella che si produce nell'impianto di Osoppo dotato del sistema Ezinex

Monossido di carbonio

CO e CO₂ derivano da varie operazioni condotte all'interno del forno. Quando l'ossigeno è iniettato nel forno reagisce con il carbonio presente producendo CO. Sulla base dei dati disponibili in letteratura si può, indicativamente, prevedere che per ogni metro cubo di ossigeno insufflato 0.75 metri cubi reagiscono con il carbonio producendo 1.5 metri cubi di CO. La quantità di CO prodotta è maggiore se, per effetto del rimescolamento dovuto all'insufflazione di ossigeno, il carbonio contenuto nel bagno o iniettato attraverso la lancia entra in contatto con FeO presente nella scoria. L'impiego di scorie schiumose accresce ulteriormente la quantità di CO prodotta. Il completamento dell'ossidazione del CO a CO₂, all'interno del forno, permette di recuperare calore per il processo e di ridurre il carico termico dei gas convogliati al sistema di abbattimento fumi, e consente inoltre di diminuire considerevolmente la quantità di CO₂ prodotta: la combustione incompleta del carbonio a CO produce infatti solo 1/3 dell'energia ottenibile dalla ossidazione del CO a CO₂. Se quindi il 50% dell'energia ottenibile dalla "post-combustione" del CO è trasferita al bagno si può ottenere una riduzione del 50% dell'ossigeno insufflato. La "post-combustione" del CO determina dunque il duplice vantaggio dovuto, da un lato, al risparmio energetico e, dall'altro, ad emissioni ridotte di CO e CO₂.

Ossidi di azoto

Gli NO_x possono essere generati dai bruciatori usati o dal passaggio dell'azoto attraverso l'arco scoccato tra gli elettrodi. In base a dati di letteratura si stima che le tipiche quantità di NO prodotte siano nell'intervallo 40-100 g/tonnellata di acciaio prodotto. Gli NO_x prodotti dai bruciatori possono essere ridotti favorendo un buon mescolamento dei gas prima della combustione. Gli NO_x derivanti dal passaggio dell'azoto in corrispondenza dell'arco possono essere ridotti limitando la quantità di N₂ presente nel forno. Ciò si realizza riducendo le infiltrazioni di aria attraverso eventuali giochi presenti nel forno, chiudendo la porta da cui viene spillata la scoria quando possibile e schermendola se attraverso essa viene introdotta la lancia. Anche l'impiego di scorie schiumose ha come effetto quello di diminuire la quantità di NO_x prodotta: tali scorie infatti sommergendo l'arco impediscono il passaggio dell'azoto attraverso l'arco.

Composti organici volatili (VOC)

Molti rottami caricati nei forni contengono composti organici quali oli e/o grassi. Il preriscaldamento del rottame tende a produrre grosse emissioni di idrocarburi in quanto essi non bruciano alle temperature dei gas utilizzati per tale operazione passando così, quasi integralmente, nella sezione di abbattimento fumi. I metodi per ridurre la quantità di sostanze organiche volatili prodotte nel forno elettrico possono essere i seguenti:

- il lavaggio dei rottami per eliminare parte degli oli e dei grassi in essi contenuti;
 - l'utilizzo di bruciatori che impiegano un eccesso di ossigeno per bruciare gran parte dei composti organici nel forno;
 - il preriscaldamento dei rottami seguito da combustione con un bruciatore.
- In Tabella 2.5.1 sono riportati dati indicativi del fattore di emissione (grammi di inquinante per tonnellata di acciaio liquido) misurato al camino:

Tabella 2.5.1

Emissioni di CO, NO_x, SO_x e VOC

| Inquinante | Fattore di emissione |
|-----------------|----------------------|
| CO | 300-900 |
| NO _x | 100-150 |
| SO _x | 10-30 |
| VOC | 100-200 |

2.6 BIBLIOGRAFIA

- [1] W. Nicodemi, Siderurgia: Processi e impianti, Associazione Italiana di Metallurgia, Milano, 1994, 285-336
- [2] G. Violi, Processi Siderurgici, Etas Libri, Milano, 1977, 496
- [3] Committee on Technology, The Electric Arc Furnace, International Iron and Steel Institute, Brussels, 1982, 5.0-5.34
- [4] G. Brascugli, G. Perni ed E. Repetto, "Evolution of the Electric Arc Furnace Steel-making Route", MPT International, 2, pp. 62-82, 1997.
- [5] A. Manenti, G. Galosso, "The First Consteel® Unit in Europe: ORI Martin Brescia", Convegno AIM, Milano, 24 ottobre, 1997.