



centroappunti.it

CORSO LUIGI EINAUDI, 55/B - TORINO

Appunti universitari

Tesi di laurea

Cartoleria e cancelleria

Stampa file e fotocopie

Print on demand

Rilegature

NUMERO: 2474A

ANNO: 2020

A P P U N T I

STUDENTE: Gaggero Eugenio

MATERIA: Impianti metallurgici - Prof. Ugues

Il presente lavoro nasce dall'impegno dell'autore ed è distribuito in accordo con il Centro Appunti.

Tutti i diritti sono riservati. È vietata qualsiasi riproduzione, copia totale o parziale, dei contenuti inseriti nel presente volume, ivi inclusa la memorizzazione, rielaborazione, diffusione o distribuzione dei contenuti stessi mediante qualunque supporto magnetico o cartaceo, piattaforma tecnologica o rete telematica, senza previa autorizzazione scritta dell'autore.

**ATTENZIONE: QUESTI APPUNTI SONO FATTI DA STUDENTIE NON SONO STATI VISIONATI DAL DOCENTE.
IL NOME DEL PROFESSORE, SERVE SOLO PER IDENTIFICARE IL CORSO.**

Corso di Impianti Metallurgici a.a.2019/20 - Sbobinature

Indice

| | |
|--|-----------|
| 1.Introduzione..... | 4 |
| 1.1.Tecnologia delle polveri | 4 |
| 2.Ingegneria industriale e logistica | 5 |
| 2.1.Fattori che influenzano la potenzialità di un impianto:..... | 5 |
| 2.2.Ubicazione e scelta del terreno..... | 6 |
| 2.3.Definizione del Plant Layout | 7 |
| 2.4.Inquinamento rumoroso legato ai processi metallurgici | 7 |
| 3.Magazzini industriali..... | 8 |
| 4.Metallurgia estrattiva pt.1: il contesto delle risorse | 10 |
| 4.1.Fattori di variabilità di costo del prodotto finale | 10 |
| 5.Metallurgia estrattiva pt.2: teoria della comminuzione | 13 |
| 5.1.Processi di comminuzione | 13 |
| 5.2.Aspetti fondamentali della frattura di particelle | 14 |
| 5.3.Modelli semplificati: frattura di una singola particella | 14 |
| 5.4.Resistenza meccanica di una singola particella | 14 |
| 5.5.Influenza della dimensione della particella (sulla frantumazione)..... | 15 |
| 5.6.Altri fattori che influiscono sulla riduzione di taglia del minerale..... | 15 |
| 5.7.Mechanismi di liberazione della fase nobile dalla ganga | 15 |
| 5.8.Descrizione quantitativa della frattura di multiparticelle..... | 16 |
| 6.Metallurgia estrattiva pt.3: i processi e gli impianti..... | 18 |
| 6.1.Processazione a secco o in umido (1^a suddivisione)..... | 18 |
| 6.2.Macchinari per realizzare la comminuzione (2^a suddivisione)..... | 18 |
| 6.3.Parametri che caratterizzano il processo di comminuzione | 18 |
| 6.4.Frantoi primari | 19 |
| 6.5.Frantoi secondari | 20 |
| 6.6.Macinazione (o Grinding) – Stadio fine della comminuzione | 21 |
| 6.7.Macinazione fine | 22 |
| 7.Metallurgia estrattiva pt.4: vagliatura o separazione di taglia | 24 |
| 7.1.Setacci industriali - Vagliatura..... | 24 |
| 7.2.Superfici / elementi vaglianti | 25 |
| 7.3.Efficienza della vagliatura..... | 26 |
| 7.4.Parametri di design dei vagli | 27 |
| 7.5.Parametri che influenzano prestazioni ed efficienza di vagliatura..... | 27 |
| | 1 |

| | |
|---|------------|
| 17.5.Operazioni post convertitore | 98 |
| 18.Siderurgia – Colata, inclusioni, seconde fasi..... | 101 |
| 18.1.Colata continua..... | 101 |
| 18.2.Colata in lingotto | 103 |
| 18.3.Inclusioni – seconde fasi..... | 108 |
| 19.Siderurgia e leghe di Nichel – Processi speciali di fusione e processi di rifusione | 115 |
| 19.1.Vacuum induction melting (VIM)..... | 115 |
| 19.2.Processi di rifusione..... | 118 |
| 20.PROCESSI TERMOMECCANICI DI ACCIAIERIA..... | 127 |
| 20.1.Hot Working o Processi Termomeccanici | 127 |
| 21.FORNI PER IL TRATTAMENTO TERMICO..... | 134 |
| 21.1.Bilancio termico | 135 |
| 21.2.Classificazione dei forni in base al modo di somministrazione del calore | 137 |
| 21.3.Classificazione dei forni in base al funzionamento e alla tipologia | 138 |

2. Ingegneria industriale e logistica

L'ingegneria industriale è quel ramo dell'ingegneria che si occupa di progettare, gestire e ottimizzare processi complessi di produzione di beni. Un impianto industriale deve:

- consentire facili ampliamenti e adattamenti
- assicurare condizioni di lavoro ottimali
- NON provocare danni all'ambiente naturale.

È importante che il TIME TO MARKET sia ridotto.

La pianificazione degli impianti industriali si basa su:

- studio di fattibilità tramite ricerche di mercato, scelta del ciclo produttivo e scelta della potenzialità produttiva
- progettazione degli impianti industriali tramite la scelta dell'ubicazione e del lay-out dettagliato.

Tracciare un **diagramma tecnologico** è di fondamentale importanza nella scelta del ciclo produttivo. Si tratta di un diagramma semplificato a blocchi del ciclo produttivo che serve ad identificare le attività da svolgere all'interno dell'impianto. Può essere puramente qualitativo o quantitativo, indicando cioè i quantitativi delle sostanze usate nei vari passaggi e la quantità di energia coinvolta. Possiede sempre un ingresso e un'uscita, in mezzo vi sono tutti i passaggi che la materia prima deve affrontare per diventare prodotto. Simbologia:



Le dimensioni dell'impianto vengono determinate tramite la definizione della produttività richiesta e della potenzialità da richiedere all'impianto (cioè quantitativo di beni da produrre in una certa quantità di tempo). Da tali parametri derivano la scelta di macchinari, quantità dei magazzini, ecc.

La determinazione della quantità di materiale che l'impianto deve essere in grado di trattare in un certo tempo è ottenibile, per un'azienda, usando indicazioni storiche, previsioni di mercato, ecc. In questo modo si determina l'entità della domanda di un certo bene. Vanno però considerati alcuni fattori come l'andamento economico del paese, previsione dell'andamento futuro della domanda, scarti e rendimento di lavorazione.

Scarto: rappresenta la quantità di prodotto parzialmente o interamente lavorato che non può essere venduto a causa di difetti. La percentuale tipica di scarto dei processi metallurgici è del 5-20%.

Rendimento di lavorazione: grandezza che serve a considerare che, posta a 100 la materia prima introdotta nel processo, solo una quota parte di quella materia prima può essere realmente utilizzata per ottenere il prodotto finito.

2.1. Fattori che influenzano la potenzialità di un impianto:

- 1) **Rendimento e scarti**
- 2) **Metodo di lavorazione più appropriato:** si sceglie in base alla potenzialità da richiedere all'impianto. L'aumento della produzione giustifica l'adozione di impianti sempre più meccanizzati o automatizzati

non troppo lontano. Se invece si verificano diminuzioni di peso e volume durante lavorazioni/trasporto, allora l'impianto va ubicato presso la fonte di alimentazione del fattore grezzo. Se i materiali grezzi sono disponibili ovunque, allora prevale l'influenza esercitata dal mercato.

-trasporti: costi per portare le materie prime allo stabilimento e il prodotto finito al mercato. Fattori come la vicinanza alla ferrovia possono entrare in gioco.

-energia: oltre al costo di quella elettrica, entrano in gioco gas, carbone, oli combustibili.

Arrivati a questo punto abbiamo già scelto il processo produttivo, quindi:

2.3. Definizione del Plant Layout

Trasformiamo il diagramma tecnologico qualitativo del processo produttivo, in diagramma quantitativo, cioè andiamo a mettere i numeri degli impianti che ci servono e di conseguenza il layout. Esistono diverse soluzioni possibili di **linea produttiva**:

-In Linea: è la più semplice, il materiale avanza senza mai tornare indietro. **Vantaggi:** -minor costo dei trasporti interni; -minor tempo di produzione; -minore occupazione di spazio; maggiore semplicità nel controllo della produzione. **Scelgo in linea se:** -ho un prodotto unico o poche varianti; -grande volume produttivo; -pochi controlli occorrenti durante la sequenza di operazioni; -materie prime e prodotti consentono trasporti continui.

-Per reparti o centri di lavoro: c'è un reparto dedicato al trattamento termico, uno per le fucine, ecc. Si inizia però sempre con un magazzino delle materie prime e si finisce con quello dei prodotti finiti. Il materiale può tornare indietro. Serve per prodotti diversi e in piccole quantità. **Vantaggi:** minore investimento complessivo; - maggiore flessibilità di produzione; -miglior controllo. **Scelgo per reparti se:** -varietà di prodotti; -volume produttivo basso per ciascun articolo; -molti controlli necessari durante le operazioni; -alta percentuale di macchinario speciale; -grandi dimensioni di materie o prodotti che non consentono trasporti continui; -necessità di utilizzare lo stesso macchinario per diverse operazioni.

2.4. Inquinamento rumoroso legato ai processi metallurgici

Le varie operazioni tipiche dei processi metallurgici si aggirano attorno ai 100dBA (decibel). 80 dBA è la soglia di rumore al di sopra della quale si possono riportare danni all'udito, se esposti per tempi prolungati.

Deposito: è un'altra tipologia di magazzino. Il più classico è all'aperto, con il materiale raggruppato in cumuli. Viene utilizzato tutte le volte che ho materiale che non può essere alterato dagli agenti atmosferici. Si tratta di volume che risparmio di utilizzare all'interno dell'impianto.

Magazzino diffuso: quando accanto ai vari impianti lascio un'area vuota in cui vado a stoccare, accumulare materiale. Concetto base di questo magazzino è la riduzione dei tempi di caricamento.

ENVIRONMENTAL COUNTRY RISK, che riguarda il metodo con cui questi materiali vengono estratti. Se l'estrazione prevede metodi che rispettano l'ambiente, il rischio di NON approvvigionamento è basso. Viceversa, diventa elevato se questi metodi non rispettano l'ambiente, perché, oltre ad avere un impatto ambientale, il rischio è di incappare in problemi di scioperi che si oppongono alle miniere e che quindi lo stato debba far fronte a questo tipo di inconvenienti andando a migliorare le tecnologie di estrazione per essere più eco-friendly e questo si riflette sul costo della materia prima, che sale inevitabilmente. L'environmental country risk è valutato da un indice, l'EPI (environmental performance indexes) che va da 0, rischio più basso, a 10, rischio più alto. Il WGI (worldwide governance indicator) è un coefficiente che va anch'esso da 0 a 10, con 10 che indica il livello maggiore di scarsa governance e quindi di elevata supply risk.

Altri indici che possono essere presi in considerazione sono quello di sostituibilità, cioè quanto un materiale possa essere sostituibile. È importante saperlo perché in caso di non poter reperire un certo materiale, magari è possibile sostituirlo con uno che costi meno e sia più facilmente reperibile, piuttosto che andare a prendere proprio quel materiale da un altro paese che lo fa pagare molto caro.

4-Possibilità di riciclare una materia prima: normalmente i processi di lavorazione e di estrazione da materiale primario (mining) hanno un costo superiore di quelli da riciclo. Tutti i processi primari hanno degli scarti che non sempre riescono ad essere riutilizzati, diventando un ulteriore impatto ambientale. Il processo di riciclo del materiale è estremamente lungo. La riciclabilità dei materiali è generalmente molto bassa, varia tra il 20-50%, ma ve ne sono molti che sono addirittura sotto l'1%.

5-Processo di estrazione del metallo: possono essere utilizzati diversi processi che hanno un costo diverso. Ogni elemento ha a disposizione uno o più metodi e non è detto che tutti questi siano economicamente vantaggiosi ed efficienti. La maggior parte degli elementi metallici sono contenuti nei minerali nella forma di solfuri o ossidi. I solfuri si convertono facilmente in ossidi, arrostandoli in aria, e gli ossidi vengono poi ridotti all'elemento metallico. Quindi se nel minerale l'elemento metallico è già ossido, parto direttamente con la riduzione, se è solfuro faccio il passaggio intermedio di arrostitimento. Poi bisogna vedere quanto sia il grado di difficoltà della riduzione. Nell'arrostitimento si possono generare dei sottoprodotti che possono essere nocivi. Più il processo di estrazione richiede energia, sistemi complessi e produce sottoprodotti nocivi, maggiore sarà l'indice di rischio di impatto ambientale di quel materiale. Per la riduzione degli ossidi si utilizzano quattro famiglie di processi:

- Tramite agenti riducenti di coke: processo diretto o indiretto (quest'ultimo è più conveniente, utilizza CO). Si tratta del processo più economico. Con questo metodo si riducono Fe, Mn e Cu, tra gli altri.
- Tramite agenti riducenti di idrogeno anche se l'idrogeno ha problemi di infiammabilità ed esplosività. Il Tungsteno si riduce con idrogeno, ad alte temperature, ma il processo è complicato da gestire vista la pericolosità dell'H₂.
- Utilizzo di un metallo più reattivo
- Elettrolisi per i metalli più reattivi con ossigeno, come l'Al. Il processo per l'Al, che vedremo in seguito, è complesso ed energivoro. Ciò ha delle conseguenze sull'ubicazione dell'impianto che avrà senso andare a collocarlo in paesi che hanno un basso costo dell'energia elettrica.

5. Metallurgia estrattiva pt.2: teoria della comminuzione

Comminuzione: è il processo di riduzione di taglia, è un'operazione fondamentale ed estremamente energivora. Perché deve essere realizzata?

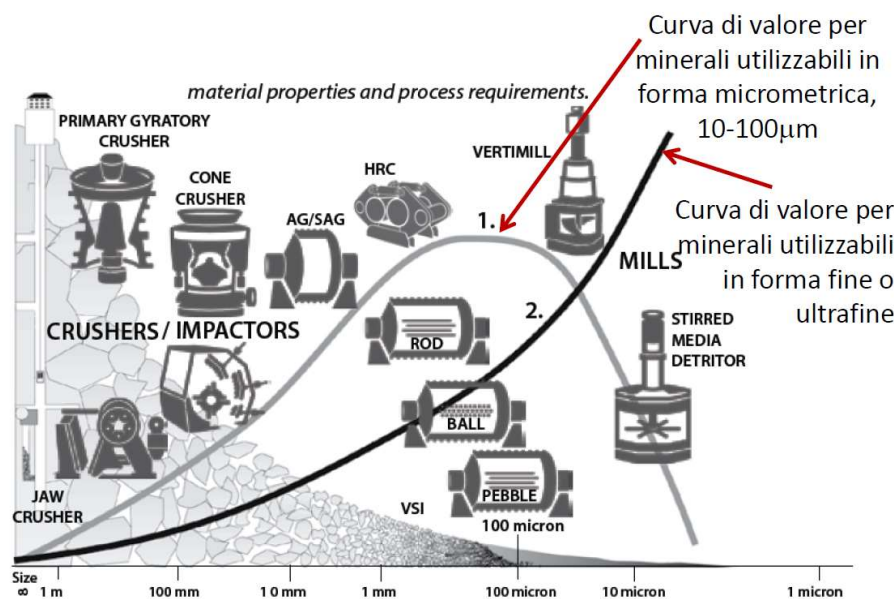
1-Ridurre la taglia per passare alle dimensioni utili per un uso nell'altoforno

2-Durante la riduzione di taglia si generano delle progenie (frammenti provenienti dal prodotto iniziale). Tra questi ci saranno pezzi costituiti interamente da parte nobile (che sarà mio interesse andare ad intercettare, rimuovendola dal flusso); queste sono dette particelle liberate. Più comune è la generazione di inter-particelle, cioè quelle in cui è mescolata la fase utile con quella di scarto (ganga).

Grado di liberazione: è la massa di particelle di frazione di valore che viene liberata dal nostro minerale di partenza.

5.1. Processi di comminuzione

La comminuzione avviene in una sequenza, usando macchinari con caratteristiche di funzionamento ed efficienza diversi al variare dell'intervallo operativo. Un'efficienza dell'80% significa che il processo ha poca perdita di energia per ridurre la taglia. Al diminuire della taglia che viene processata dall'impianto, diminuisce anche la capacità produttiva e l'efficienza energetica.

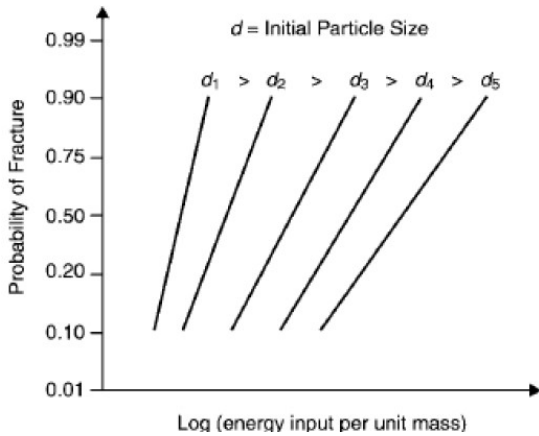


Questo diagramma ci dice che se vogliamo una produzione micrometrica, dobbiamo effettuare tutti questi stadi. Vi sono due curve sovrapposte che indicano la variazione del valore del minerale all'avanzare delle operazioni. La curva 1 indica il valore per minerali utilizzabili in forma micrometrica, da 10 a 100 µm. La 2 invece è la curva di valore per

minerali utilizzabili in forma fine o ultrafine. Man mano che frantumiamo, il minerale acquista valore perché diventa utile per il processo successivo. Oltre una certa dimensione (sia grande, cioè prima di essere frantumato, sia troppo piccolo perché sbaglio e frantumato troppo), il minerale perde valore perché non rientra nelle dimensioni utili per il processo successivo. Nella curva 1 si osserva un incremento di valore, c'è un massimo ad una certa dimensione e poi inizia a perdere valore. La curva 2, invece, che abbiamo detto essere per gli ultrafini, prevede infatti un costante incremento del valore del minerale al diminuire delle sue dimensioni.

5.5. Influenza della dimensione della particella (sulla frantumazione)

Questo grafico indica che al crescere dell'energia trasferita al sistema, cresce la probabilità di frattura della particella.

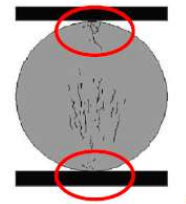


d indica il diametro medio della distribuzione granulometrica. Si può notare come, a parità di energia trasferita al sistema, la probabilità cresce al crescere della dimensione del minerale, cioè, più è grande il volume della particella, più difetti conterrà e maggiore sarà la probabilità di frattura.

Il primo macchinario del mio impianto, pertanto, non farà quasi fatica a produrre la comminuzione, e lo farà in un tempo relativamente basso. Invece, l'ultimo macchinario, che agirà sul minerale quando avrà raggiunto dimensioni molto piccole, impiegheremo molto tempo. Inoltre, la capacità produttiva si riduce al ridursi della taglia (inizio: prod=migliaia ton/h; fine: prod=centinaia ton/h). Perché questo? Perché più la particella diventa piccola meno è facile trovare difetti al suo interno, più è complicato ridurre la taglia e di conseguenza i tempi si allungano. Al ridurre della taglia però cresce il valore.

5.6. Altri fattori che influiscono sulla riduzione di taglia del minerale

-Modo di applicazione del carico: la probabilità di frattura aumenta nel momento in cui aumenta il numero dei punti di contatto tra utensile di comminuzione e particella da sottoporre a frantumazione. Ridurre con due superfici di contatto è più facile che farlo con una sola.

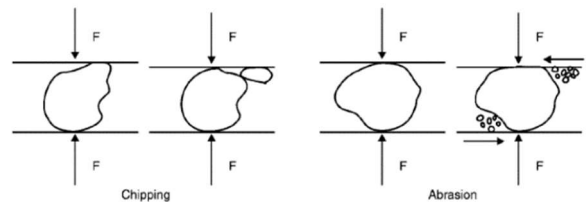


-Tempo di contatto: vi sono due possibilità

- Slow compression loading: velocità di impatto inferiore o uguale a 20 m/s. Il tempo di contatto di trasmissione della forza è molto più lungo del tempo di transito della propagazione elastica nella particella, dovuta alla forza trasmessa.
- Impact loading: velocità di impatto particella-pareti compresa tra 20-200 m/s. Si riferisce ai processi in cui la particella impatta contro la superficie.

-Forma della particella: possono avvenire due fenomeni

- Chipping, ovvero lo smusso degli angoli
- Abrasione, che produce detriti fini

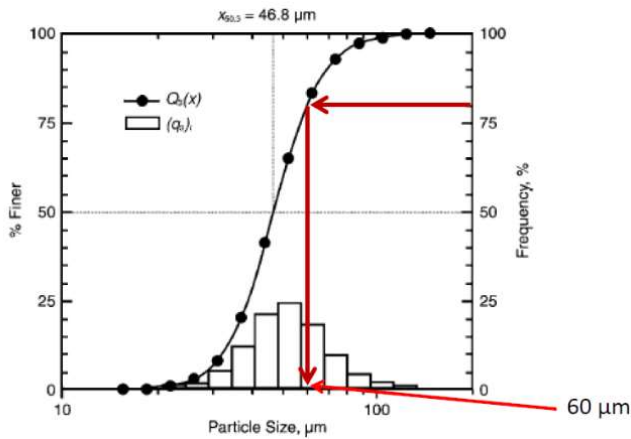


-Natura chimica dell'aggregato di fasi: se abbiamo più fasi aggregate del nostro minerale, conta qual è la compatibilità tra una fase e l'altra. Se l'interfaccia tra i due materiali è forte, la cricca passa attraverso la fase due. Se invece l'interfaccia è debole, la cricca circonda interamente l'interfaccia.

5.7. Meccanismi di liberazione della fase nobile dalla ganga

Se l'interfaccia è debole sono contento perché serviranno poche operazioni di comminuzione per liberare la ganga dalla fase nobile.

vengono consumati gli utensili e quanto spenderemo in termini di energia. Con analisi un po' più sofisticate è possibile ottenere previsioni molto accurate sui processi di frattura e redistribuzione in popolazione di progenie.



Questo grafico mi permette di andare a leggere sulla curva l'80% e trovo la dimensione della mia particella; a diverse percentuali, le dimensioni saranno diverse. Si tratta di un confronto in ingresso e uscita all'80%, si potrebbe fare anche al 50%, ma è meno significativo.

Tutte le teorie esposte in precedenza sono basate sulla possibilità di correlare l'energia spesa con un singolo punto della distribuzione granulometrica finale, ad esempio d_{80} o d_{50} .

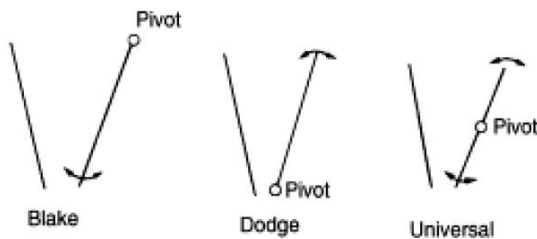
6.4.Frantoi primari

Lavorano prevalentemente a secco. Primari nel senso che sono i primi ad essere utilizzati. Sono quindi quelli con la bocca di alimentazione di dimensioni maggiori. Ve ne sono di due tipi che possiedono efficienza energetica simile, circa 80% e simile consumo di energia, circa 0.5 kWh/ton. La taglia caratteristica in ingresso va da 1m a 0.5m. I primari non riescono a lavorare minerali al di sotto dei 200 millimetri, quindi è inutile alimentare materiali di tali dimensioni; pertanto è necessario inserire una vagliatura prima di un frantoio primario.

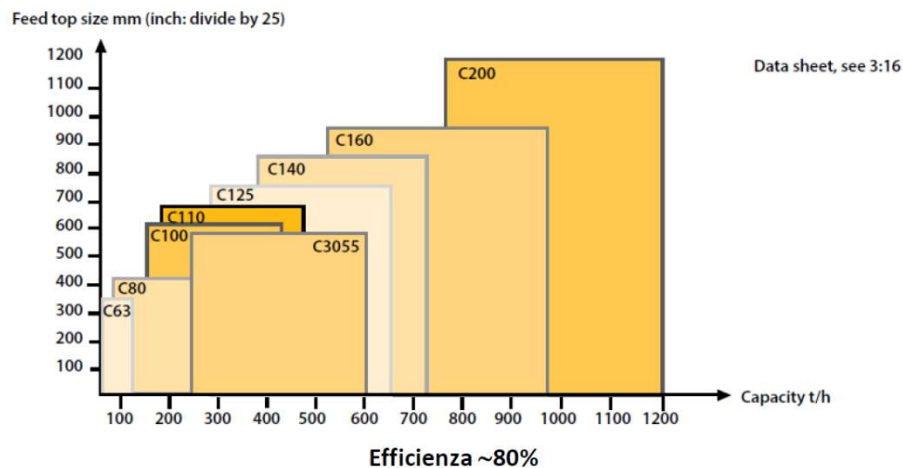
6.4.1.Frantoio a mascella (Jaw Crusher)

È discontinuo, cioè viene alimentato, si chiude, effettua la compressione, si riapre e scarica. Più economico del rotativo.

Funzionamento: è il più semplice, una mascella è fissa e una è mobile, che in modo discontinuo si apre e chiude a produrre compressione. Ci sono diverse configurazioni possibili in cui cambia la configurazione del perno (pivot), in alto, basso o al centro. La Blake non ha flessibilità sulle dimensioni di taglia, però così lo scarico limita gli incastri. La Dodge (perno in basso), qui è la luce in uscita invece ad essere fissa. In questo caso quindi è maggiormente variabile la dimensione in alimentazione, ma è anche più alto il rischio di incastro in uscita. La Universal (pivot al centro), sfrutta i vantaggi un po' di uno e un po' dell'altro.



Le superfici non sono piatte ma dentate e sono pannellate, e possono quindi essere agevolmente sostituite in caso di eccessiva usura.



Feed top size sulle y, quindi capacità massima in alimentazione e capacità sulle x. Questi grafici ci servono per andare a scegliere il macchinario più appropriato per il nostro processo.

In generale, è possibile fare un secondo passaggio nello stesso impianto, chiamato doppio rapporto di riduzione; ho però il limite di capacità operativa in uscita, quindi se con il ricircolo si supera la capacità produttiva massima, il ricircolo non si può realizzare.

6.6. Macinazione (o Grinding) – Stadio fine della comminuzione

A partire da 50 mm fino ad arrivare ai micrometri.

Combinazione di impatti e abrasione in una camera cilindrica. Esistono mulini autogeni (AG) o semiautogeni (SAG). Si tratta di mulini verticali che hanno un diametro maggiore della loro altezza/larghezza. Rapporto diametro/lunghezza = (2 o 2.5)/1. Il materiale viene alimentato dall'alto e passa nel mulino dove subisce macinazione.

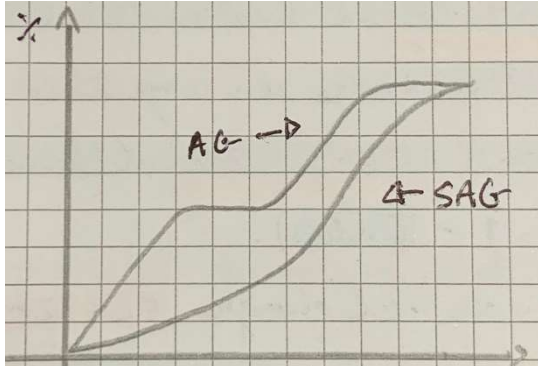
6.6.1. Mulini autogeni

Nei mulini autogeni il materiale in ingresso è separato in due flussi, un flusso va a finire nella zona centrale e cade in una camera con un tamburo rotante che ha delle fessure che proiettano il materiale verso l'esterno. Il secondo flusso si muove lungo la periferia del mulino in una zona i due flussi si incontrano. Il risultato sono degli impatti che producono frantumazione del minerale e vanno a produrre la comminuzione in modo autonomo.

Vantaggio: non devo usare utensili; svantaggio: impatti casuali quindi non ho controllo della distribuzione granulometrica.

6.6.2. Mulini semiautogeni

Il principio di funzionamento è praticamente uguale ma nel flusso centrale aggiungo delle sfere di acciaio o altri materiali che costituiscono i mezzi di comminuzione vera e propria. Queste sfere permettono di ottenere una distribuzione granulometrica più controllata. Il che significa all'atto pratico che non ci sono salti (vedi curve del grafico), e ciò significa che non si rischia di avere una frazione fine o ultrafine eccessivamente elevata e che rischia di non utilizzare successivamente. Se non riesco ad avere un controllo il rischio di avere fine e ultrafine è elevato e quindi si rischia di dover buttare se non ho impianti in grado di trattare dalle dimensioni.



SAG o AG possono eventualmente sostituire i cone crusher, con la differenza che si produrrà più fine e ultrafine.

Sono sistemi meno critici dal punto di vista dell'usura delle parti costruttive.

Possono lavorare in modo CONTINUO.

Tra di loro hanno capacità e dimensioni in alimentazione confrontabili. Capacità massima sui 1000 ton/h, relativamente alta. Top size che parte poco sopra i 50 mm.

I materiali delle sfere variano in base al minerale che si deve ridurre, perché posso rischiare di contaminare. Lo svantaggio principale di questi due impianti è la bassa capacità produttiva (200 t/h per quello a barre e ancora meno per quello a sfere). Aggiungendo il fatto che il processo è estremamente lungo e l'efficienza è molto bassa, questo è veramente il collo di bottiglia del processo di comminuzione. Però, se devo arrivare ai micrometri, questo è un passaggio obbligato. Quindi, con queste capacità conviene utilizzare più mulini in parallelo, altrimenti si accumulerebbe troppo materiale nei magazzini intermedi. Capacità produttive basse sono dovute al fatto che il riempimento del volume del cilindro è basso, perché c'è acqua e mezzi di comminuzione, quindi il volume effettivo che utilizzo di minerale è molto basso.

Ci sono impianti che sono in grado di lavorare in modo continuo o semicontinuo, e ciò è dovuto al fatto che sono attrezzati con una superficie del cilindro dotata di aperture. Quindi, mentre viene macinato il materiale il prima possibile viene scaricato il fine che è stato prodotto. Prima lo scarico, meno attriti (e quindi perdite) subiscono, oltre a permettere di velocizzare il processo. Mentre applico uno scarico continuo posso anche alimentare in continuo.

Rapporto di riduzione fino a mille. Però, a fronte di una capacità produttiva ridotta, efficienza energetica molto bassa e tempi di comminuzione molto elevati.

Potenze operative dei mulini che superano i 10 MW, perché è lo stadio dove la comminuzione è difficile (particelle piccole, pochi difetti), quindi anche bassa efficienza. Taglie in uscita fino a 20 micrometri per mulini a sfere.

6.7.1. Disgregatori (stirred mills)

"Mini-Pimer". Costituito da un albero che presenta alcune lame, che vengono messe in rotazione, a forme variabili a seconda della configurazione dell'impianto. Permette di arrivare fino ai micrometri come taglia dimensionale. Capacità produttive ancora inferiori ai mulini a barre e sfere ed elevata richiesta di energia, simile a quella dei mulini a sfere. Vengono utilizzati raramente.

Spesso sono a piatti sovrapposti, cioè l'undersize del primo vaglio va a finire su un secondo vaglio in modo da separare più taglie dimensionali consecutive.

Richiesta importante è quella di non produrre otturazione dei fori.

Svantaggio principale: se la vibrazione è eccessiva. Il rischio è quello di perdere la frazione fine (dispersione in aria).

Frequenze tipiche: 700-1000 cicli/min.

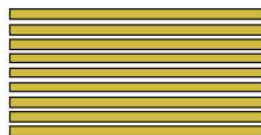
Angolo di inclinazione tipico: 20-25 gradi. Oltre queste angolazioni diminuisce l'efficienza.

Vibrovagli tipicamente piatti, sono possibili delle soluzioni cilindriche (più da laboratorio perché basse efficienze). Sono i vagli a tamburo rotante: in questo caso il materiale da vagliare è introdotto assialmente nella zona centrale del cilindro. Il cilindro viene messo in rotazione, ci sono una serie di superfici vaglianti, con fori decrescenti dal centro verso l'esterno; l'undersize viene accumulato nelle zone più esterne, mentre l'over è fatto rimanere nella zona centrale. Quindi in questo caso vagliatura prodotta da un moto circolare.

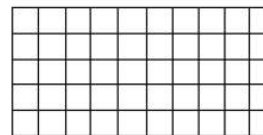
Vagli a moto alternativo: prevedono dei salti del materiale che viene così vagliato.

7.2. Superfici / elementi vaglianti

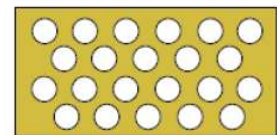
Esistono tre diverse categorie, ma tutte con l'avanzamento lungo l'asse (lato) lungo del rettangolo.



Bars

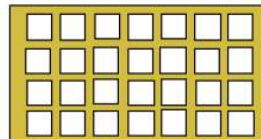


Wire

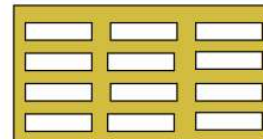


Circle

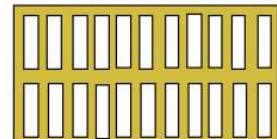
L'area aperta della superficie vagliante si calcola facilmente, sommando l'area di tutte le aperture. Più grande è il



Square



Rectangle



Rectangle

vaglio, maggiore sarà quindi l'area aperta e maggiore sarà la capacità di vagliare. In realtà la semplice somma delle aree aperte non dà l'area aperta totale perché ci sono i supporti che in parte chiudono queste aperture. Inoltre, se inclino il vaglio, le superfici aperte restano le stesse, ma la direzione attraverso cui le particelle passano è diversa, e quindi si riduce l'apertura che la particella va a vedere. L'area aperta non è strettamente collegata al cut size.

Come scelgo una superficie rispetto ad un'altra? In base alla robustezza richiesta. Poi, per progettare / scegliere, bisogna tenere conto della sua capacità, cioè quanto materiale è in grado di processare. Più è grande l'area vagliante, maggiore sarà la capacità del vaglio. Il limite diventa la resistenza meccanica. Secondo aspetto è la selettività.

Vagli a piastre perforate

Vagli a fili e barre profilate: tipico del grizzly.

Vagli a fili intrecciati: i materiali costitutivi dei fili possono essere: Cu, Al, bronzo, ottone, leghe di Ni, ecc. Concetto di mesh che vediamo più avanti è legato a questi vagli. Più l'intreccio è fitto, più aumenta la resistenza meccanica. Uno dei modi per descrivere l'area aperta e quindi la superficie

7.4. Parametri di design dei vagli

1-Area di setacciatura

2- Area aperta

3-Dimensione e forma delle aperture

4-Pendenza del piano di setacciatura

5-Movimentazione del piano di setacciatura

6-Variabili operative: dimensione, forma, distribuzione, velocità delle particelle, ecc.

Gross efficiency:

$E_0 = [100] * (\text{flusso di massa di solido di dimensioni maggiori dello screen size in feed}) / (\text{flusso di massa in oversize})$

Idealmente questa dovrebbe tendere a 100.

7.5. Parametri che influenzano prestazioni ed efficienza di vagliatura

-La capacità (ton/h) di un vaglio è direttamente proporzionale all'area di setacciatura. (quindi per aumentare la capacità devo aumentare l'area).

-La gross efficiency è proporzionale alla lunghezza del setaccio, che conviene porre 2-3 volte la sua ampiezza (deve essere 2-3 volte il suo spessore; ciò permette la corretta separazione in OF-UF).

-L'area di setacciatura è limitata dalla resistenza meccanica che deve offrire

-L'area aperta determina invece la resistenza della zona sottostante di supporto

-La capacità e l'efficienza sono proporzionali all'area aperta (varia dal 12 al 90% della superficie del setaccio; 90 % la posso usare per setacci dal laboratorio; 12% mi offre la resistenza maggiore).

-La setacciatura secco (<3% umidità) sotto la mesh 6 (circa 3 mm) non ha successo commerciale a causa della bassa capacità.

L'area di setacciatura può essere grande e di diverse forme, diciamo un rettangolo allungato nella direzione di avanzamento del materiale. A parità di area di setacciatura, se c'è avanzamento (forma allungata) allora il materiale ha tempo di stratificare durante l'avanzamento. Se non c'è avanzamento la stratificazione è più complicata. Quello che si fa è scegliere l'area setacciatura stretta e lunga in modo da favorire il tempo di contatto e quindi la stratificazione che le particelle più fini possono realizzare con la superficie vagliante. Quindi la lunghezza del setaccio è uno dei parametri più importanti che garantiscono che ci sia elevata capacità produttiva e si mantenga la selettività. Si aumenta lo spessore del letto, la stratificazione è più complicata. Se lo scegliamo spesso allora lo si deve allungare.

-Forma delle aperture: la scelta più semplice in assoluto è l'apertura maglia quadrata. Gli spigoli riducono la resistenza meccanica di questo elemento vagliante quindi si può optare per le soluzioni circolari. La "slitta" aumenta la capacità: maggiore selettività e riduzione dell'acqua si ottengono

8. Metallurgia estrattiva pt.5: altri separatori di taglia - classificatori

I classificatori iniziano a lavorare bene a livello industriale dove i vagliatori iniziano a risultare poco efficienti, cioè per taglie inferiori a 1 mm. (fino ad arrivare ai micrometri).

Principi su cui si basano i classificatori:

-Non lavorano per separazione meccanica, il materiale non passa attraverso un foro in questo caso ma sfruttano il comportamento del materiale particolato all'interno di un fluido, liquido o gas.

-Le particelle più fini tendono a comportarsi come il fluido, quindi vengono trascinate e se galleggiano possono essere rimosse per sfioratura/ (scolmatura del contenitore).

-Altri metodi sfruttano la forza centrifuga oltre a quella di gravità, e sfruttano le collisioni/urti. Particelle di grandi dimensioni hanno buona probabilità di collidere con altre particelle o con la superficie del contenitore. Ciò comporta la perdita dell'energia cinetica e quindi le particelle cadono nel fluido più rapidamente.

8.1. Categorie

8.1.1. classificatori umidi (1)

taglie che vanno da 1 mm a 100 μm . Sfruttano solo gravità o sedimentazione.

I più semplici in assoluto sono i classificatori meccanici, sono molto lenti e di bassa capacità produttiva, quindi industrialmente sono poco utilizzati. Si tratta di una semplice vasca di sedimentazione con una zona inclinata ed un fondo ristretto, riempita di liquido. Si disperde il granulato di polvere nell'acqua, si crea quindi una sospensione di particelle solide; le particelle grossolane sedimentano e vanno a raccogliersi sul fondo; le particelle più fini galleggiano e vengono fatte scolare e vanno a rappresentare in questo caso l'OF (chiamato così solo perché esce dalla parte superiore anche se sono le particelle fini). Il grossolano sul fondo si recupera sfruttando meccanismo a spirale o a raschiatore. Il raschiatore ha lo svantaggio di creare un movimento di acqua che rischia di mescolare nuovamente fine e grossolano. Vantaggio della spirale è che, immersa, ruota lentamente recuperando tramite le eliche la grossolana, senza movimentare troppo l'acqua. La raccolta può essere continua.

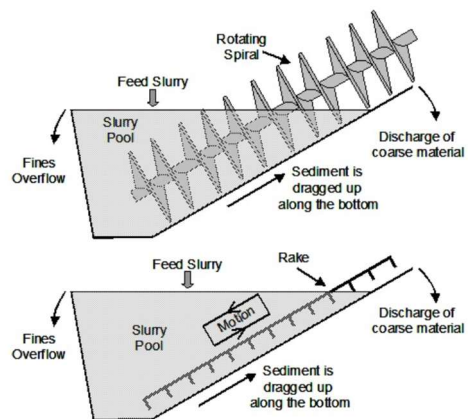


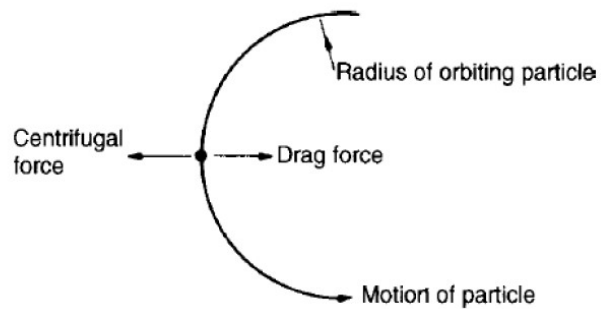
Figure 11. Elements of spiral and rake classifiers

8.1.2. Classificatori umidi (2)

Per taglie da 150 μm a 10 μm . Sfruttano forza centrifuga e urti.

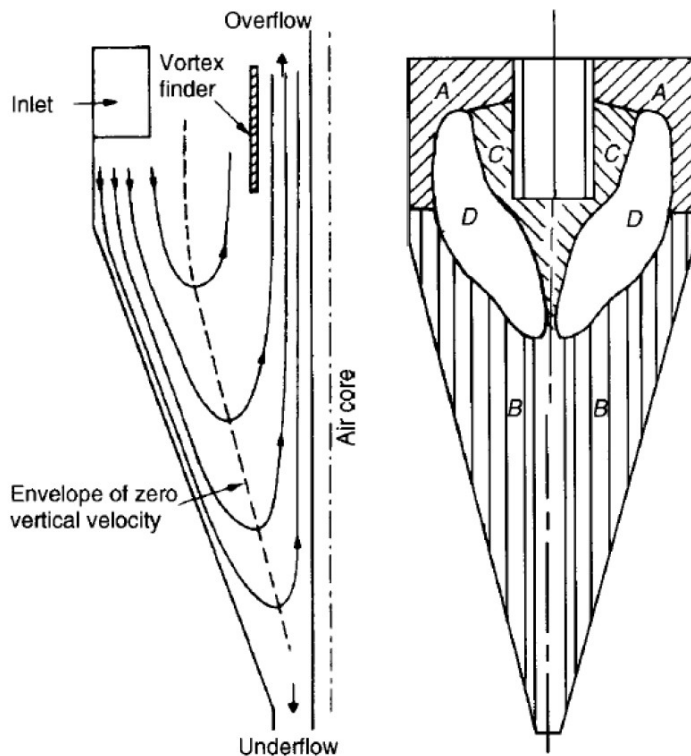
I più comuni sono i classificatori non meccanici (per taglie maggiori di 100 μm). Si tratta di una vera e propria vasca di sedimentazione con una continua alimentazione dello slurry con immissione lenta del liquido per evitare turbolenze e anche qui le fini restano sul pelo dell'acqua e vengono fatte scolare. Le grossolane sedimentano sul fondo e vengono periodicamente scaricate. Qui si sfrutta proprio la diversa velocità di sedimentazione in base alla taglia. Questo principio si può sfruttare sia per particelle dello stesso materiale, sia per particelle di materiali di diversa natura chimica visto

Finder e deve essere posizionato almeno appena al di sotto della zona di alimentazione. (Vedere immagine pagina precedente): in 1 alimentazione di particelle di diverse dimensioni, dopo il primo giro di vortice si iniziano a separare. Le particelle grossolane sono trascinate dalla forza centrifuga verso l'esterno dell'idrociclone e vanno a lambire la parete interna e iniziano a cadere con traiettoria a spirale e vengono accumulate in fondo nella zona centrale. La drag force sposta invece le particelle più fini nella zona centrale del fluido all'interno del vortice. Le particelle sono quindi trascinate verso l'alto.



L'idrociclone lavora come un vortice libero.

Alta pressione del liquido nella zona vicino alla parete, zona centrale pressione più bassa. Nell'idrociclone si crea un vero e proprio vuoto d'aria al centro, quindi colonna d'aria centrale in cui il gas (aria in questo caso) risale verso l'alto, è questo che fa risalire le particelle fini verso l'alto.

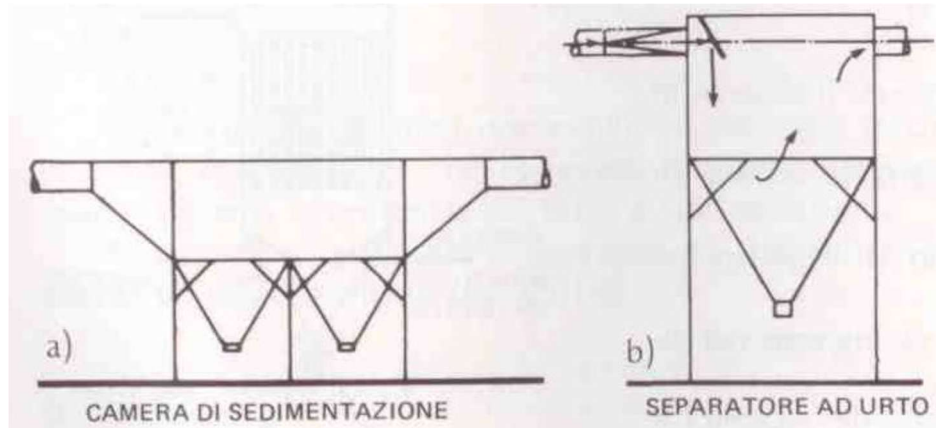


L'immagine di sinistra mostra le diverse velocità nelle varie zone.

L'immagine di destra mostra le varie zone:

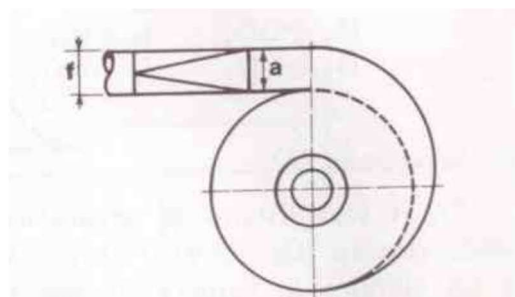
- zona A: no classificazione
- zona B: completamente grossolana
- zona C: completamente fine
- zona D: zona in cui avviene la classificazione

principale (cioè aria) continua ad avanzare e viene aspirata dall'uscita della camera. Le particelle sospese più pesanti cadono subito, quelle più leggeri cadono nella seconda camera, le più fini vengono trascinate dal flusso.



-Separatori ad urto: è una variante del precedente. La differenza è che appena il materiale entra, c'è un ostacolo che devia il flusso e produce un urto sulle particelle che quindi perdono energia cinetica. Quindi le particelle cadono rapidamente verso il raccoglitore sul fondo. Il fluido-gas, pur avendo una perdita di carico, riesce a continuare il proprio percorso ed essere estratto; si trascinerà solo le particelle più fini. Maggiore selettività. Maggiore è la dimensione della particella più l'urto produce una perdita di energia cinetica; quindi particelle più grandi oltre ad avere maggiore probabilità di subire urti perderanno una maggiore energia cinetica.

-Ciclone: geometria praticamente uguale all'idrociclone, ma qui il fluido è un gas (aria). Altra differenza è che la parte cilindrica è un po' più lunga. Il principio è quello di prima ma con un'aggiunta: le particelle nel fluido aria vengono trascinate lungo la parete con traiettoria a spirale ma quelle più grossolane subiscono, uscendo dalla direzione del fluido, urti contro le pareti e si urtano tra di loro. Quindi, oltre a centrifugazione e sedimentazione sfruttiamo anche gli urti (quindi la perdita di energia cinetica), il che velocizza la caduta delle particelle. Quindi maggiore selettività. Anche in questo caso posso mettere più cicloni in serie a diametro via via crescente, essendo più selettivo su una taglia via via più piccola. Anche qui posso mettere più cicloni in parallelo per aumentare la capacità. L'OF può essere collegato ad aspiratori per facilitare la fuoriuscita di aria e di particelle fini. Spesso nel ciclone, che è quello che separa le taglie in assoluto più fini, l'uscita ultima dell'OF porta alla "casa dei filtri", cioè un filtro. Le particelle più fini sono così trattenute anziché essere buttate nel camino. I filtri sono dei setti porosi che sono poi rigenerati.



Parametri da tenere in considerazione sono gli stessi dell'idrociclone: se si aumenta il diametro del cilindro allora si aumenta la capacità; se si diminuisce il diametro del cilindro allora si aumenta la selettività.

9.3.Separazione con flottazione di schiume

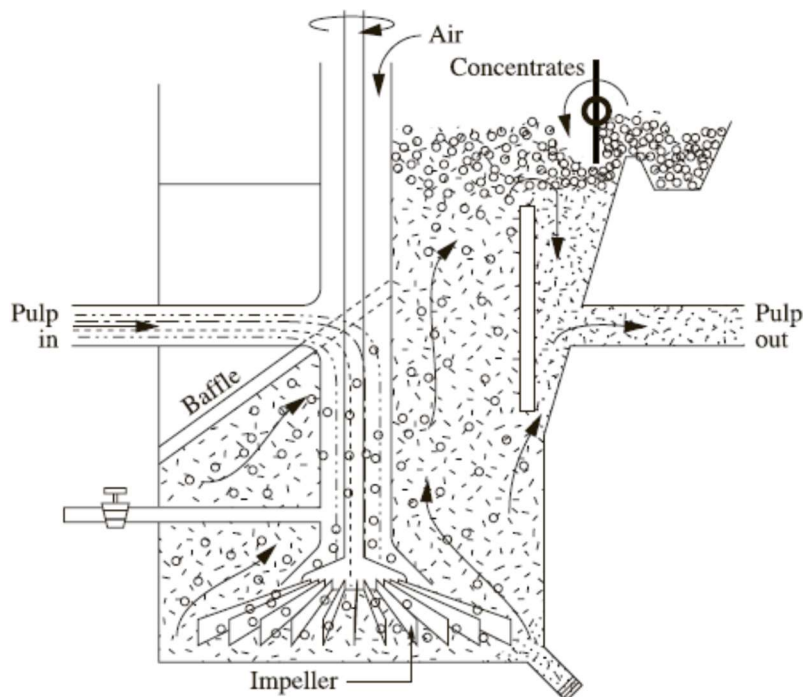
Si crea, all'interno di una cella in un reattore, una cosiddetta polpa, formata da acqua e particelle solide che sono quelle da dividere. Alla polpa sono aggiunti dei tensioattivi (bagnanti) che hanno come obiettivo quello di rendere idrofobiche o idrofiliche le particelle. Rendendole idrofobe tenderanno ad essere attratte dal gas, ad essere catturate dalle bolle di gas generate dallo slurry. Quelle idrofile tenderanno invece a restare in acqua. I passaggi successivi del processo sono: prendere la cella in dotazione costituita da un reattore in cui inserisco la polpa con particelle solide in acqua, aggiungo i tensioattivi; con un agitatore genero del gas all'interno di questa sospensione e genero delle bolle d'aria, che risalgono il nostro reattore, prendendo le particelle (che ho ricoperto di tensioattivi e rese idrofobe) le catturano, la bolla di aria risale quindi anch'essa verso l'alto trascinandosi le particelle indesiderate (quelle che ho reso idrofobe). In superficie le bolle formano una schiuma stabile che viene raschiata e scaricata al bordo della cella.

Il gioco sta quindi nello scegliere i corretti tensioattivi che rendano le giuste particelle idrofile o idrofobiche.

Vantaggi: sono impianti relativamente semplici, di grande capacità con portate di 100 mila ton/gg.

Limite principale: devo lavorare su taglie che siano inferiori ai 150 μm . Quindi se voglio usare la flottazione, devo spingere molto la comminuzione.

La flottazione è un processo utilizzato per concentrare minerali complessi quali solfuri e carbonati di metalli non ferrosi, ma anche per produrre arricchimento dei minerali ferrosi e delle particelle fini di carbone. Utilizzato anche per separare solfuri e silicati.



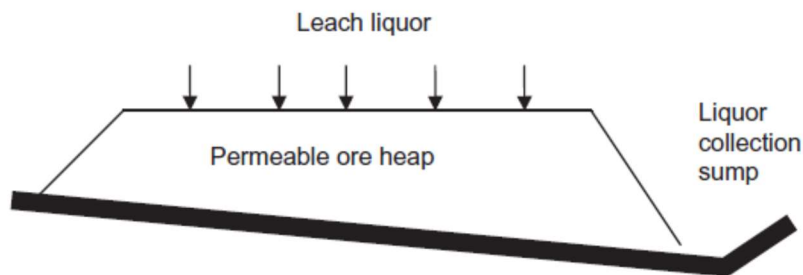
Praticamente impossibile avere un minerale costituito tutto da magnetite, avremo sempre anche un po' di ematite.

9.5. Dissoluzione / leaching of metals

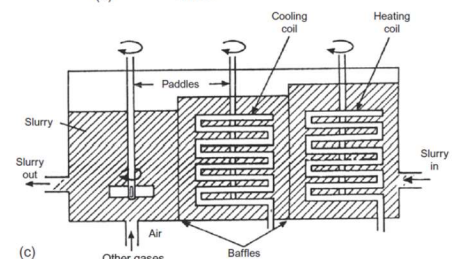
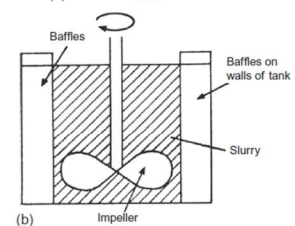
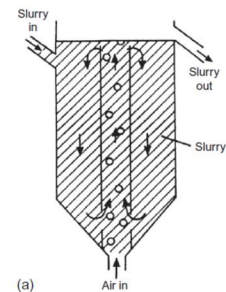
Si tratta dell'ultima spiaggia perché ha un impatto ambientale estremamente elevato, il processo è lento ed espone la parte nobile a contaminazione. Esistono due modalità:

-Percolation leaching: si ha il letto di granulato depositato su una sorta di griglia che permette la percolazione di un liquido ma non fa passare il particolato. Sopra a questo letto di minerale, già portato ad una taglia ottimale, si lascia agire una sorta di doccia costituita non da acqua, ma da una soluzione acida che ha come obiettivo quello di produrre dissoluzione chimica selettiva. Cioè aggredisce chimicamente e porta in soluzione solo una frazione. Di solito aggredisce la frazione nobile; cosa succede: nel minerale, fase solida, resta tutto quello che è scarto; nel liquido che percola attraverso il letto di polvere e che passa al di sotto della griglia va' ad essere disciolta la frazione utile, cioè quella nobile, che dovrà essere recuperata in un passaggio successivo.

Lo spessore del letto allunga i tempi di dissoluzione. Si tratta di un processo non continuo. Il vantaggio principale è legato al fatto che il processo è applicabile per particelle di taglia compresa tra 5 e 25 mm.



-agitation leaching: si tratta di un processo un po' più industriale rispetto al primo. Il particolato viene inserito all'interno di una soluzione che è quella che permette la distribuzione selettiva per favorire l'operazione di dissoluzione si usa l'agitazione, si agita la soluzione per favorire il contatto, per aumentare la probabilità di dissoluzione delle particelle nobili. L'agitazione si può effettuare con un agitatore, cioè una banale elica governata da un motore che produce moti convettivi, oppure si può far gorgogliare dell'aria. All'uscita di solito c'è un filtro che ferma la frazione solida e fa passare quella liquida. La soluzione è così astratta; poi il freddo e riportato a pressione ambiente per far precipitare la parte nobile. Questa lavora su taglie ideali di 200 µm, richiede quindi una combinazione più spinta.



Svantaggio: il tutto deve avvenire all'interno di un reattore. All'uscita di solito c'è un filtro che ferma la frazione solida e fa passare quella liquida.

Tutte e due le soluzioni prevedono quindi un recupero della frazione nobile che è finita nella soluzione liquida. Più si va verso le frazioni fini e ultrafini più sono alti i costi di processo.

9.7. Non idealità della separazione

-Come già detto, posso avere una schermatura da parte del materiale non magnetico.

-Nella flottazione non si riesce a rendere completamente idrofiliche o idrofobiche tutte le particelle; quindi ci saranno alcune particelle che finiranno nella zona sbagliata. Quindi anche in questo caso non si ha un'efficienza del 100%.

Minerali ferriferi parte 2.

A seconda che io abbia ematite (70% Fe in peso), magnetite (72% Fe in peso), o altro, il trattamento principale sarà la riduzione degli ossidi di ferro ma serviranno processi di preparazione della carica per ottenere taglia, resistenza meccanica e arricchimento ottimali.

Più la taglia ideale per alimentare l'altoforno è tra 6 e 60 mm. Tutto ciò che è inferiore ai 6 mm finisce per perdersi nell'altoforno, allora cosa ce ne facciamo delle frazioni più fini?

10.1. Arricchimento

Scopo dell'arricchimento sarà consegnare al cliente un prodotto con il maggior quantitativo di ferro possibile.

Queste operazioni possono essere svolte sì a ridosso della miniera a seguito dei processi di comminuzione oppure in prossimità degli stabilimenti siderurgici.

Oltre a fosforo e zolfo altri potenziali contaminanti della lega finale sono:

-Manganese: può passare in parte nella lega, ma normalmente il quantitativo che passa è accettabile.

-Zinco e Piombo: decisamente meno accettabili perché sono bassofondenti perché volatilizzano nell'altoforno e vanno a danneggiare il refrattario.

-Ni, Cu, Cr e Vanadio: sono elementi che posso ritrovare nell'acciaio finale (non è detto siano eccessivamente dannosi). I primi due quasi impossibile rimuoverli, i secondi due sono facili da ossidare e quindi di più facile rimozione. Il rame è altamente indesiderato.

Quindi bisogna cercare assolutamente di rimuovere piombo, zinco, zolfo e fosforo; gli altri me li porto dietro, a volte è possibile che rimuoverli non sia economicamente vantaggioso.

10.2. Altre proprietà che contano per la materia prima (oltre alla composizione)

-una buona resistenza meccanica mi garantisce di avere poche perdite.

-Distribuzione granulometrica per far funzionare bene l'altoforno.

-Porosità: all'interno dell'altoforno avremo un continuo contatto tra gas e solido, ma vorremo che il gas permei ogni singolo granulo che sta tra i 6-25 mm e arrivi fino al cuore. Perché se non arriva fino al cuore non produce la riduzione dell'ossido.

Quindi, ci sono tre modi per produrre minerale ferrifero:

-il più "pigro" è produrre comminuzione del minerale, e portare il materiale a stare tra 6 e 25 mm. Questo è un primo prodotto di minerali ferriferi che viene definito LUMPORE.

-minerali fini: pezzatura inferiore ai 6 millimetri, ma frazione di finissimi limitata tra circa 100 μm e 6 mm. Questi saranno sottoposti a un processo di agglomerazione o sinterizzazione. Il nome del prodotto che si va a formare è SINTER.

-Minerali finissimi: tutto ciò che sta sotto. Destinati alla pellettizzazione, un altro processo che però produce i PELLET.

ventilatori che spingono l'aria a permeare il letto e ventilatori che aspirano i gas prodotti dalla reazione. Aspireranno il monossido di carbonio in eccesso e CO₂ e N₂. Questi gas, che non possono essere buttati in atmosfera, sono ancora caldi, quindi cercherò di recuperarli per riutilizzare il loro calore. Conclusione delle operazioni:

-pellettizzazione: queste sferette disposte subiscono un aumento di sinterizzazione. Qui avevo inserito materiale al verde (quindi semplicemente compattato meccanicamente) ho prodotto sinterizzazione con conseguente aumento della resistenza meccanica. Quindi alla fine della griglia scaricherò materiale con una resistenza sufficiente ad essere trasportata ed essere inserita in altoforno.

-sinterizzazione: ho un letto di polveri sul nastro, anche qui c'è un po' di sinterizzazione. Il risultato è che si compatta l'intero strato di polveri; finito il nastro, il letto viene fatto cadere in un impianto (sinter breaker) che rompe il letto facendo ottenere particelle agglomerate ma di taglia inferiore (utile per l'altoforno). Questo ci spiega perché il sinter avrà forma e taglia irregolare, mentre il pellet è una sferetta calibrata.

Le temperature che si raggiungono sono intorno ai 1200-1300 °C, quindi non arrivano a portare a fusione del tutto il letto di polveri, ma portano a fusione i fondenti così legano e danno resistenza meccanica; sintetizzano gli ossidi di ferro.

Altri vantaggi del pellet oltre a quelli già citati:

- regolarità composizionale
- porosità
- riducibilità degli ossidi
- produttività elevata: 7 milioni ton/anno di pellet cotti

Tra gli additivi che vengono aggiunti vi sono, oltre al coke, un po' di leganti (bentonite) con l'obiettivo di mantenere insieme l'aggregato di polveri allo stato verde. Poi si aggiungono anche calcare e dolomite che contengono calcio e magnesio e sono specie basiche che servono successivamente nell'altoforno a bilanciare il contenuto di ossido di silicio e alluminio.

Stessa cosa si prova a fare nella sinterizzazione, con un risultato un po' meno controllato.

Sintetizzare in questo caso significa creare dei ponti (per diffusione) tra le particelle. Queste particelle conterranno una frazione più o meno ampia di pori al loro interno. L'obiettivo è solo dare una maggior resistenza meccanica, non eccessiva però da non poter più frantumare il materiale.

Il forno Dwight-Lloyd è il nastro che avanza. C'è un bruciatore all'inizio per innescare la combustione. Il nastro deve avere tanti reattori quanti ne servono per permeare completamente lo strato del letto. Alla fine del forno tutto il carbon coke che ho aggiunto ha reagito con l'ossigeno e quindi è stata raggiunta ovunque la temperatura che permette di innescare la reazione di ossidazione. A questo punto il pellet cade,

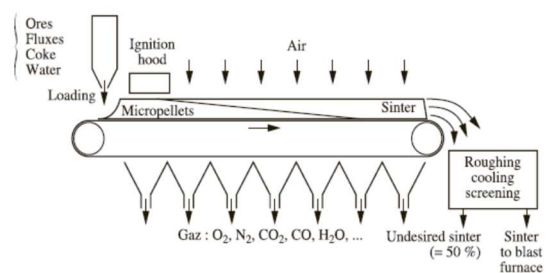


Figure 3.3.2. Iron ore sinter machine. Dwight-Lloyd-type moving grate

Il prodotto metallurgico ha una sua qualità in termini di composizione chimica, sostanzialmente assenza di impurezze, una sua qualità in termini di frazione ematite/magnetite; una sua distribuzione granulometrica, che abbiamo cercato di uniformare il più possibile; e una sua porosità interna.

C'è un ultimo prodotto che possiamo generare a metà fra un processo di metallurgia estrattiva è un mix di processo di vera e propria siderurgia che è il cosiddetto direct reduced iron (DRI)

10.4. Direct reduced iron (DRI)

Si tratta di una spugna di ferro che può essere compattata in diverse forme (pellet, mattoncini) che diventano un'alimentazione per processi successivi. La sua composizione chimica è riportata nella tabella.

| | Fe | FeO | Met.Fe | SiO ₂ | CaO | Al ₂ O ₃ | MgO | C |
|--------|----|-----|--------|------------------|-----|--------------------------------|-----|---|
| HBI | 92 | 15 | 80 | 2.0 | 0.9 | 0.8 | 0.3 | 1 |
| Sinter | 58 | 7 | 0 | 4.5 | 9.2 | 1.7 | 1.1 | 0 |
| Pellet | 65 | 0 | 0 | 4.5 | 1.0 | 0.4 | 0.4 | 0 |

Sostanzialmente si tratta di ghisa allo stato solido. La sua alimentazione in altoforno è possibile ma non viene fatto spesso perché non conviene molto in quanto contiene già un'elevata percentuale di ferro. Viene utilizzato per spingere la produttività perché abbiamo poco ferro da ridurre. L'applicazione più comune è un suo utilizzo nel forno elettrico e nel convertitore a ossigeno. Perché lo si usa nel forno elettrico? Se ne sostituisce un po' ai classici rottami che inquinano il bagno in modo eccessivo. Quindi è un modo per purificare il metallo che esce dal forno elettrico e limitare i passaggi successivi che occorrerebbero per rimuovere alcuni elementi indesiderati.

Ottenimento: si parte da minerale di ferro, lump ore o iron pellets, nessun processo ha un'elevata diffusività. Il principale merito di questi processi è che richiamano l'altoforno.

10.4.1. Processo midrex

Questo processo sfrutta le reazioni gas-solido, le stesse reazioni che avvengono nell'altoforno, ma nella parte alta, che sarà chiamata parte secca, dove vi sarà minerale che scende e gas in risalita. Il tutto avviene quindi in un reattore solido-gas; l'obiettivo è quello di ottenere una conversione, una riduzione degli ossidi e metallo, con fuoriuscita però di materiale allo stato solido. Quindi alimento dall'alto, e dal fondo mi usciranno delle pastiglie di DRI.

Il midrex è un forno verticale, alimentazione dall'alto, il prodotto si accumula nel fondo e dal basso vengono inseriti dei gas riducenti in controcorrente, che incontrano le particelle di minerale che scendono verso il basso. Qui, a differenza dell'altoforno, si carica solo minerale ferifero. Altra differenza è che si genera scoria perché non c'è passaggio allo stato fuso. Il gas riducente viene prodotto esternamente, in un reformer, che è un reattore in cui il gas viene convertito a formare un gas riducente (solitamente è CO). Si parte di solito da idrocarburi, tipo metano che viene fatto reagire con vapore acqueo o anidride carbonica e quindi è trasformato in CO + H₂. Il metano non è il gas riducente, viene trasformato. La reazione è spesso in catalizzatori a base di nichel.

Vantaggio: si alimenta con carbone comunque, ma è un processo molto flessibile (dove deve essere continuo). Avere reattori separati è un vantaggio. Qui nella parte alta oltre a minerali si inseriscono additivi. I gas reattivi sono i soliti. Il materiale in uscita dalla parte alta sarà circa wustite. Nel secondo reattore ci sarà combustione del carbonio in presenza di ossigeno. Qui avviene la completa riduzione dell'ossido di ferro a ferro per un contatto con il monossido di carbonio, ma anche la riduzione diretta dell'ossido di ferro con il carbone coke. L'ossido di ferro qui è rammollito perché siamo già oltre i 1000 °C. La ghisa liquida che si ottiene subirà un processo analogo a quello dell'altoforno, dovrà essere convertita mettendo a contatto l'ossigeno con il carbonio disciolto nel bagno metallico e convertita ad acciaio.

Produttività di circa 1.5Mton/y, di gran lunga inferiore a quella dell'altoforno.

aggiungeremo carbon coke e produrremo gas come CO₂ (ideale) + CO + gas contenenti F che hanno un forte impatto ambientale. Da 4 ton di bauxite a 2 di allumina a 1 di Al.

11.1.1. Raffinazione della bauxite per ottenere allumina

Il materiale (mix di bauxite) è introdotto nella linea di processo. La taglia è 0.15-0.25 mm, quindi comminuzione precedente discretamente spinta. Questa taglia è utile per i passaggi successivi, in particolare utile alla formazione di uno slurry utile per produrre la digestione.

La composizione della gibbsite è mostrata in tabella: oltre ad allumina c'è silice, Fe₂O₃ e ossido di titanio. L'Fe₂O₃, nel momento in cui diventa lo scarto del processo di produzione di allumina, non è recuperabile (non sostenibile economicamente).

| | Bauxite (%) |
|--------------------------------|-------------|
| Al ₂ O ₃ | 57.8 |
| SiO ₂ | 3.5 |
| Fe ₂ O ₃ | 24.3 |
| TiO ₂ | 2.5 |
| Na ₂ O | — |

Primo passaggio: il minerale asciutto è inserito in un mixer in cui viene inserita anche una soluzione acquosa di soda caustica, la sua aggiunta porta ad avere uno slurry con 35-45% di solido. Il tutto viene così mescolato e si crea una sospensione. Dal mixer si giunge al primo reattore che è il digestore che è un reattore verticale in cui si ha condizione di temperatura e pressione variabile a seconda di quello che è il minerale di partenza e la produttività che vogliamo realizzare. Qui avviene la dissoluzione selettiva dell'allumina con apporto di temperatura e pressione. L'obiettivo del digestore è separare allumina in soluzione di idrossido di sodio e lasciare solido tutto il resto. All'uscita del digestore, al di là di un passaggio di riduzione della pressione e abbassamento di temperatura, andiamo a finire in un'operazione che si chiama chiarificazione. Il suo obiettivo è sfruttare la sedimentazione della frazione solida che andiamo a raccogliere sul fondo e che costituirà lo scarto del nostro processo. Idealmente resterà il liquido, che noi faremo scolare, che contiene la parte nobile, quella che ci interessa insomma. Le particelle grossolane vanno a fondo e quelle più fini che ci interessano galleggiano e le posso così scolare facilmente. Le particelle sedimentate, di taglia circa 100 µm, costituiscono il red Mud, che viene asciugato, essiccato e contiene una parte significativa di silice, ossido di ferro e di titanio. Contiene però anche una parte significativa di allumina. Il red mud è un agente inquinante che non riusciamo a sfruttare, è quindi scarto. Il liquido filtrato procede, e vado a finire nella torre di precipitazione. Da una temperatura di circa 140-180 °C nel digestore, vado a raffreddare nell'ispessitore e arriva ad una temperatura di circa 75-100 °C e nella torre di precipitazione, che è costituita da cilindri verticali molto alti, la soluzione passa molto tempo al suo interno (solitamente più cilindri in parallelo) e il minerale contenente alluminio, che è disciolto nel liquido, lo faccio precipitare immettendo dei germi di nucleazione nella soluzione. Idealmente faccio precipitare solo allumina, ma mi ritroverò ho anche un po' di silice ossido di ferro che ritroverò o anche nel prodotto finale. L'altro contaminante che mi porto dietro è un po' di sodio. Questa soluzione che ho estratto di allumina idrata è inserita nuovamente in un ispessitore; Idealmente vado ad estrarre la frazione solida che mi interessa. Quindi dal basso, questa volta, vado ad estrarre allumina idrata (ancora con contenuto di acqua). Avviene una nuova filtrazione che serve a separare in questo caso la frazione fine che viene reimpressa nel forno di precipitazione.

Reazione scritta non rigorosamente, ma che ci da molte informazioni:



La grande perdita di resa si ha quando si ha un elevato contenuto di silice. Perché essa (presente nella bauxite) può formare un silicato doppio di alluminio e sodio ($\text{SiO}_2\text{Al}_2\text{O}_3\text{Na}_2\text{O}$), che è insolubile, e quindi, come l'ossido di Fe e di Ti, va a finire nel red mud. Si porta via l'allumina (negativo) e anche parte del sodio. Bauxite con un quantitativo di silice maggiore dell'8% ha scarsa applicabilità industriale.

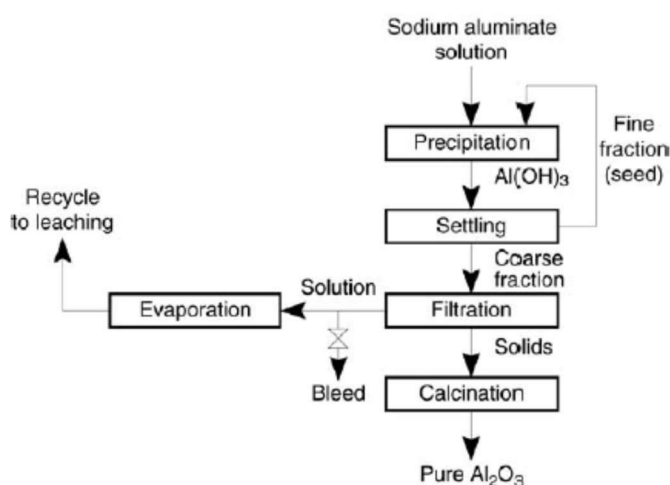
11.1.3. Precipitazione dell'idrossido di alluminio

Eliminati i fanghi Rossi, la soluzione clarificata di alluminato di sodio viene fatta passare all'interno di una o più torri di precipitazione (serbatoi verticali) in cui la T è abbassata (tra 100 e 75 °C) e la pressione è tornata ad essere circa la pressione ambiente. Alla soluzione si aggiungono germi solidi di nucleazione, che sono costituiti da allumina tri-idrato. L'obiettivo finale è far precipitare dalla soluzione tutto l'alluminio contenuto ancora nella forma di allumina e far rilasciare all'alluminato di sodio tutto il sodio che può essere recuperato perché torni nella forma di idrossido di sodio. Formula chimica:



Industrialmente i germi di nucleazione sono la Driving force del nostro processo di nucleazione.

Se immettiamo tanti germi contemporaneamente avremo la germinazione di tanti nuclei che non avranno la capacità però di accrescersi e quindi di arrivare ad avere una taglia sufficientemente grande. Se ne immettiamo pochi, il processo sarà sicuramente più lento ma avremo delle taglie superiori. Un processo di questo tipo dura fino a 100 ore, molto lungo, si gioca sul bilancio germi - produttività che vogliamo realizzare. I germi sono inizialmente molto fini, man mano che scendono, crescono d'Italia fino a superare il 45 μm. Più cresce la taglia, più si rischia di intrappolare specie contenenti sodio all'interno di questo cristallo. Le particelle che restano di dimensioni inferiori a 1 μm sono indesiderate (causa resa insufficiente) e sono filtrate e riciclate come nuovi germi di nucleazione.



La soluzione liquida filtrata viene mandata verso processi di recupero, essenzialmente di riciclo dell'idrossido di sodio. La frazione solida che viene filtrata, che contiene comunque un po' di acqua, va a subire un passaggio termico in un forno per rimuovere le particelle di acqua ancora presenti, si tratta della calcinazione. L'obiettivo di tutti questi passaggi è ottenere un solido contenente allumina.

Figure 17 Precipitation flowsheet.

12.Fabbricazione di leghe non ferrose: il caso dell'alluminio pt.2

Ora vedremo le operazioni di vera e propria metallurgia, cioè del passaggio dal minerale al metallo fuso.

12.1.Riduzione dell'allumina nella cella Hall-Heroult

Considerazioni preliminari:

-l'allumina ha una temperatura di fusione di 2040 °C, quindi molto alta, difficile da raggiungere termicamente. Si tratta inoltre di uno scarso conduttore elettrico.

-l'allumina non può essere ridotta dal carbonio (altra nota negativa); ciò dispiace perché sarebbe un processo economico.

-ulteriore problematica è che non può essere sottoposta a elettrolisi in soluzione acquosa.

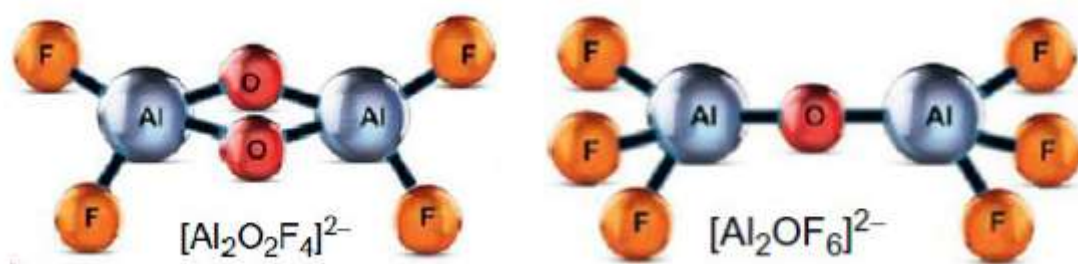
Quindi l'unico modo per ottenere alluminio a partire da bauxite è quello di inserire il prodotto del processo Bayer in una soluzione di sale fuso (che è criolite) e poi sottoporre questa soluzione a elettrolisi con elettrodi di grafite. Alle temperature di processo, al massimo scegliamo il 13% di allumina; quindi il processo non potrà essere molto produttivo. Grazie al suo forte carattere ionico, il sale fuso così formato può essere utilizzato come elettrolita all'interno di una cella elettrolitica con catodo e anodo in grafite. Gli ioni presenti nel sale fuso sono liberi di muoversi all'interno della soluzione che arrivano a formare ioni complessi. Questo processo non è molto eco-friendly principalmente a causa della presenza di fluoro nella criolite.

Passaggi che dovremmo andare a realizzare:

-la criolite si dissocia allo stato fuso quasi completamente in cationi Na^+ anioni AlF_6^{3-}

- AlF_6^{3-} si dissocia ulteriormente a formare AlF_4^- e 2F^-

-L'allumina a 950-1000 °C si dissolve nella criolite fusa fino a circa 13% in peso, formando degli anioni complessi di ossifluoro-alluminati:

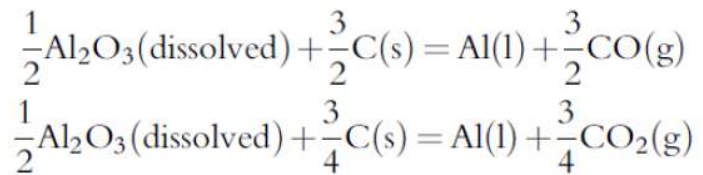


-Le considerazioni sulla composizione del bagno elettrolitico per il processo Hall-Heroult, sono un po' più complesse perché dipende anche dall'esigenza di mantenere un punto di fusione basso del bagno stesso.

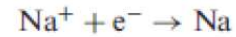
-La criolite pura a una temperatura di fusione di circa 1012 °C ma le aggiunte di allumina e altri additivi (come fluoruro di calcio, magnesio e litio) permettono di abbassare la temperatura di fusione permettendo di lavorare a una temperatura poco inferiore ai 1000 °C.

Cosa avviene nel cuore della cella? La movimentazione del flusso avviene dalla zona centrale alla zona periferica della cella. A seguito delle reazioni anodiche e catodiche che si ha la formazione di un doppio strato di alluminio fuso con qualche contaminante ancora disciolto, nella parte bassa contatto con il catodo e resterà l'elettrolita nella parte superiore. Si avrà la formazione di bolle a contatto con l'anodo; per capire la natura delle bolle bisogna vedere le reazioni che sono complesse. La sostanza di quello che avviene sono le due reazioni riportate in alto: l'allumina disciolta all'interno della criolite va a reagire con il carbonio presente nell'anodo di grafite e va a formare alluminio liquido e due specie gassose: Co e CO₂.

Anodic reaction:



Cathodic reactions:



Due ulteriori considerazioni da svolgere:

1-il carbonio deriva dall'anodo quindi c'è un consumo continuo dell'anodo. Quindi gli elettrodi si consumano con una rapidità elevata.

2-La reazione che ci piace di più è la seconda perché genera anidride carbonica e non monossido di carbonio, in più perché la prima è il risultato di una parziale riossidazione dell'alluminio il che abbassa la resa e genera monossido di carbonio. Nelle moderne celle si produce circa il 10% di CO, il resto è principalmente CO₂.

Al contrario andiamo a scaricare i cationi che saranno prevalentemente gli ioni sodio ma poi avremo anche una reazione con una piccola produzione di alluminio.

Intorno all'anodo che produce quasi tutto l'alluminio fuso si formano polveri e anidride carbonica e un po' di monossido di carbonio.

Nel bagno c'è anche un po' di fluoruro di alluminio, di calcio, di litio e altre specie che sono tutte ioniche allo stato fuso; nel momento in cui possono entrare in contatto vanno a formare delle reazioni concorrenti alle reazioni principali che vogliamo realizzare. Il risultato più Comune di queste reazioni è la produzione di un po' di litio, di sodio e altre. La parte più negativa è che si libera il fluoro, gas contenenti fluoro. Il monossido di carbonio, che preoccupa tanto, è in realtà il più semplice da gestire perché basta un po' di ossigeno per ossidare lo ad anidride carbonica.

La cella è un sistema elettrolitico, quindi ciò che più ci interessa è la caduta di potenziale tra i due catodi che, nella cella Hall-Heroult, è pilotata da un parametro principale:

-ACD: la distanza tra anodo e catodo: in questo strato si ha la massima caduta di tensione elettrica; La tendenza è pertanto ridurre il più possibile l'ACD. Quindi si preferisce lavorare con molte celle, 300, e poco spesse piuttosto che poche celle molto spesse.

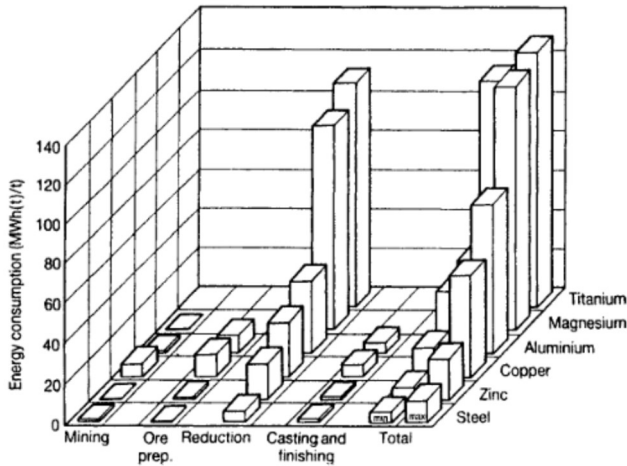
Output del processo:

99.5-99.85% Al, + Fe 0.18, Si 0.06, Ti 0.006, Mn 0.004, V 0.002. Questi contaminanti derivano dagli ossidi che sono stati ridotti e che erano presenti nell'SGA.

Gas: CO₂ 70-80%, CO 20-30% (10% nelle celle più moderne).

-i costi in percentuale nel processo di produzione di alluminio primario si ripartiscono in questo modo: 4,6% mining, 22,3% produzione allumina, 73,1% produzione metallo.

Si può riciclare fino al 90% del prodotto in alluminio ma questo ha una certa durata di vita. Il packaging ha una stima di vita inferiore ad un anno, quindi possiamo andare a recuperare molto da qui. Tutto il resto ha una vita superiore o uguale ai 10 anni. Il riciclo richiede che il prodotto sia giunto al fine vita e ciò è un problema di sti cicli di vita generalmente alti.



Questo diagramma mostra il consumo in MWh per ogni stadio di produzione dell'alluminio, tra gli altri materiali. Lo stadio che richiede un maggior quantitativo di energia è quello di riduzione degli ossidi. Il consumo di energia è direttamente proporzionale al costo. Il processo di produzione dell'alluminio è in generale abbastanza economico. Nel 2017 circa 30 Mton di Al primario; Mercato e produzione di alluminio sono in grande crescita.

bruciare alle tubiere, carbura il ferro e quindi ci sposta da ferro puro a ferro che si arricchisce sempre più in carbonio e arriva fino a raggiungere livelli di, in alcuni casi fino al 5%. La ghisa nera viene spillata dal fondo e poco sotto le tubiere vi è l'uscita della cosiddetta loppa, cioè le scorie di altoforno. Queste, a differenza del red mud nella produzione di Al, possono essere riutilizzate, cioè vengono riciclate come inerti per il cemento. Si tratta quindi sostanzialmente di un reattore gas-solido che lavora in controcorrente. L'altezza è sui 30 metri o più, con l'installazione supera abbondantemente i 30 metri.

Cosa succede dentro l'altoforno?

Lo si può dividere in due sostanzialmente:

- In alto vi è un sistema che lavora a secco, materiale solido che viene lambito dai gas in risalita
- In basso vi è una zona (da poco sopra le tubiere) che produce il metallo liquido.

In mezzo vi è una fascia che divide la zona secca da quella dove si forma il liquido che viene detta zona coesiva, cioè la zona dove inizia il rammollimento dei materiali più bassofondenti e inizio ad avere un po' di materiale solido con un po' di liquido.

Al fondo l'unico materiale che resta solido, come già detto, è il carbon coke, al massimo gassifica al contatto con l'ossigeno. Esso contiene il carbonio, che è quello che ci interessa e poi contiene un po' di residui volatili che non ci interessano, un po' di impurezze (in particolare lo zolfo e c'è anche un po' di fosforo). Si tratta del principale combustibile del processo, cioè il maggior apporto di calore del processo è dato dalla sua combustione.

Taglie 20-60mm. Diametro massimo dell'altoforno 15m, per questi così grandi la produzione giornaliera si aggira sulle 15000 ton. Per un diametro massimo di circa 10 metri la produzione giornaliera si attesta sulle 4000 ton.

Se il processo si interrompe il forno si svuota e per farlo ripartire devo riportare a regime tutto, per arrivare alle temperature operative ci vuole moltissimo tempo, bisogna far girare a vuoto per un periodo l'altoforno.

Altri aspetti costruttivi: parete refrattaria e carter esterno che dà poi la resistenza meccanica al nostro sistema.

Due tipologie di progetto che si possono utilizzare:

-Fornace auto-supportante: sostanzialmente c'è solo la camicia esterna con i refrattari all'interno nella parte alta che dà la resistenza strutturale. Si tratta della struttura tipica degli altoforni di piccola taglia. Il supporto laterale è invece presente fino all'altezza del ventre; quando l'altoforno diventa di strutture più imponenti, è necessario avere una struttura esterna portante maggiormente imponente. L'altezza complessiva di un altoforno può tranquillamente raggiungere i 60 metri.

Tutti i gas prodotti dall'altoforno vengono captati per due ragioni

1-Aspetto ambientale: bisogna cercare di evitare di immettere CO nell'ambiente

2-I gas escono ancora con un importante apporto di calore che bisogna cercare di recuperare. Vengono quindi "ripuliti" e mandati ad uno scambiatore di calore, che ha anche il compito di preriscaldare l'aria da insufflare.

Esempi di numeri di un impianto:

l'umidità prodotta viene smaltita nel primo tratto di altoforno, zona 3. Dal punto 4 iniziano le reazioni, sopra i 500 gradi; si svolgono da quel punto fino alla zona subito sopra le tubiere, quindi zona discretamente ampia. Nella parte alta le reazioni saranno di tipo indiretto, cioè sarà il CO a ridurre gli ossidi; nella parte bassa, sotto la zona coesiva, le reazioni saranno dirette, cioè è il C del coke che direttamente riduce gli ossidi di ferro. La zona 5 rappresenta il bordo alto della zona coesiva è l'inizio della transizione da zona secca a zona in cui si forma liquido. La zona coesiva, indicata in rosso è quella in cui si forma un film liquido tra le particelle di minerale solido ancora presente. Prima sono gocce e poi si forma il liquido vero e proprio. La zona 5 indica quindi l'inizio della zona di rammollimento (softening), temperature tra i 1000 e 1200 °C; c'è intervallo a seconda della tipologia di minerale che viene caricato (lump, sinter, ecc.). Questa fascia di softening, tra il numero 5 e 7 non è una fascia piatta, ma ha una forma a D rovesciata, quindi si avrà una distribuzione della fase liquida da poco sopra le tubiere fino quasi alla bocca di ingresso. Il 7 indica la fine della zona coesiva e si trova a circa 1350°C, questa è una temperatura fissa. In uscita dalla zona coesiva abbiamo la cosiddetta fase di sgocciolamento nella zona più bassa dell'altoforno. Il punto 6 è l'Hot Blast che viene insufflato a T già sui 1000 e 1300 °C. Zona 9 è la zona secca o granulare. Zona 10 è quella di fuoriuscita della fiamma prodotta alle tubiere, qui ci sono T tra i 1900-2300 °C, attenzione che questa è la T della fiamma, il liquido raggiunge T sui 1500 °C, come si vede anche nella zona 8: Abbiamo bisogno di T così alte della fiamma perché avremo bisogno di apporto di calore per compensare l'endotermicità di alcune reazioni.

Punto di fusione della Wustite (FeO) = 1377°C; Punto di fusione dell'ematite = 1475-1565°C; punto di fusione della magnetite = 1597°C.

Obiettivo è quello di arrivare nella zona coesiva solo con FeO, magnetite e ematite sono più difficili da portare a fusione.

Intervallo di fusione del Ferro puro (dà per scontato che lo sappiamo) = 1395-1536°C.

Spillamento e moto convettivi favoriti se il bagno di metallo è liquido.

Cosa succede alle tubiere

Il gas di altoforno viene generato alle tubiere dal contatto dell'ossigeno, dell'aria calda, con il carbonio del coke. Il coke all'uscita della fiamma viene immediatamente gassificato, reagisce quindi con l'ossigeno e forma inizialmente anidride carbonica. Questo serve anche a creare dei vuoti attraverso cui il gas generato riesce a muoversi. La CO₂ viene messa di nuovo in contatto con il coke e quindi con il C ad elevate T, si forma così il monossido di carbonio. La seconda è la reazione di Boudouard (o solution loss reaction). Se la T non è sufficientemente alta la reazione non avviene perché l'equilibrio di reazione è spostato in modo sfavorevole. Sopra i 1000 °C tutta la CO₂ reagisce con il coke e forma CO, al di sotto di quella T mi resta un po' di CO₂.

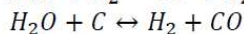
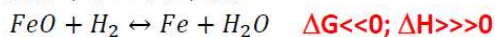
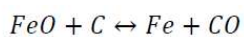


Una parte del coke, quindi di C, arriva al fondo dell'altoforno senza subire gassificazione. Si accumula allo stato solido ("uomo morto"), galleggia sopra lo strato liquido, piano piano, per gravità scenderà all'interno della scoria e si accumulerà sul fondo del crogiolo. Lentamente si scioglie e rilascia C all'interno del metallo liquido; rilascia anche tutto quello che si è portato dietro, tra cui un po' di zolfo. Resta tanto carbon coke a galleggiare perché non riesce a reagire completamente, le particelle più grossolane non riescono ad essere gassificate completamente e resta così un po' di residuo solido. Il gas insufflato alle tubiere viene spinto verso la zona dell'uomo morto.

altoforno non è in grado di essere riducente, cioè, grossolanamente, che invece di esserci Co, ci sarà CO₂).

Guardando il grafico dall'alto, si possono osservare tre curve, le due sulla destra riguardano lo scambio termico, quella sulla destra riguarda l'attività chimica dell'altoforno. Le due curve termiche sono la T_g e la T_s (temperatura del solido). Nella zona alta c'è lo scambio termico tra il gas e il solido, quindi, pur essendoci un gas che resta sempre un po' più caldo del solido, il calore che il gas ha intrappolato nella zona bassa, viene ceduto al solido e quindi si può osservare che le due linee si avvicinano molto. Nella zona bassa le due linee però si separano in modo importante e la T_s arriva al massimo a 1150°C. Il gap che aumenta man mano che si scende sotto la zona coesiva è perché una parte del calore generato alle tubiere deve essere utilizzato per sostenere le reazioni, che vogliamo realizzare ma che sono tutte endotermiche, quindi questo gap non si può colmare. Nel tratto azzurro le due temperature sono costanti, in questa zona detta di riserva termica, come se ci fosse una pausa tra scambio termico tra gas e solido e si forma l'equilibrio.

Per quanto riguarda l'altra curva detta "Reduction Intensity Curve", si può osservare un picco nella zona alta. In quella zona staremo quindi salendo dalla temperatura di ingresso del materiale fino a raggiungere 500°C. Tra i 500°C e i 900°C, ho un gas che ha il maggior potere riducente. Dopo i 900 la curva del potere riducente si abbassa e resta costante per un certo tratto. Non è un caso, è nella stessa zona in cui c'è la zona della riserva termica, e viene quindi detta ZONA DI RISERVA CHIMICA; si raggiunge un equilibrio, il gas riducente qui ha uno scarso potere riducente e quindi è come se ci fosse una zona di pausa, quindi la parte solida scende lungo l'altoforno, mantiene una T costante e non viene ridotto. Non avviene nulla qui, è una zona di pausa, stiamo rigenerando il gas che sfruttiamo poi nella parte alta, stiamo rigenerando il potere riducente che sfruttiamo più in alto. Quando usciamo dalla zona di riserva termica, e la T torna a crescere nuovamente, si vede come la curva del potere riducente cresce in modo marcato e ha un secondo picco, molto più importante di quello precedente. Qui siamo, fisicamente, nella zona attiva, siamo usciti dalla zona coesiva, le reazioni sono fortemente endotermiche quindi perdo il gap di energia che ho prodotto alle tubiere e che non si trasferisce al solido. Ma in questa zona energeticamente sfavorita, abbiamo la riduzione maggiormente efficace. Qui tutto quello che è ancora ossido, sicuramente, grazie a questo potere riducente, viene ridotto a Fe. Da un punto di vista chimico questa è la zona più importante, dove effettivamente si realizza la riduzione finale; da un punto di vista energetico questa è la zona più sfortunata, quindi devo fare un bilanciamento; devo cercare di far partire il prima possibile le riduzioni, permettere di portare a questo livello solo al massimo la Wustite, perché qui, sicuramente garantisco la riduzione ma mi costa molto in termini energetici. Quindi nella parte secca devo fare



il possibile per ridurre gli ossidi superiori e in questa zona lasciare solo l'ultimo step, cioè da FeO a Fe.

Riduzione diretta della Wustite

Sono favorite termodinamicamente, ma sfavorite dal punto di vista energetico, quindi fortemente endotermiche.

Il bilanciamento più classico che si realizza è quello di dividere l'altoforno in due zone, zona secca (reazioni indirette) e zona attiva (reazioni dirette). Un bilanciamento che fa funzionare bene l'altoforno è circa 60-70% dell'ossigeno viene rimosso nella parte alta, quindi la gran parte delle riduzioni la facciamo avvenire prima di arrivare nella zona attiva. Alla zona attiva facciamo pervenire un po' di Fe già completamente ridotto e una frazione di ossido di Fe e solo il 30-40% di rimozione

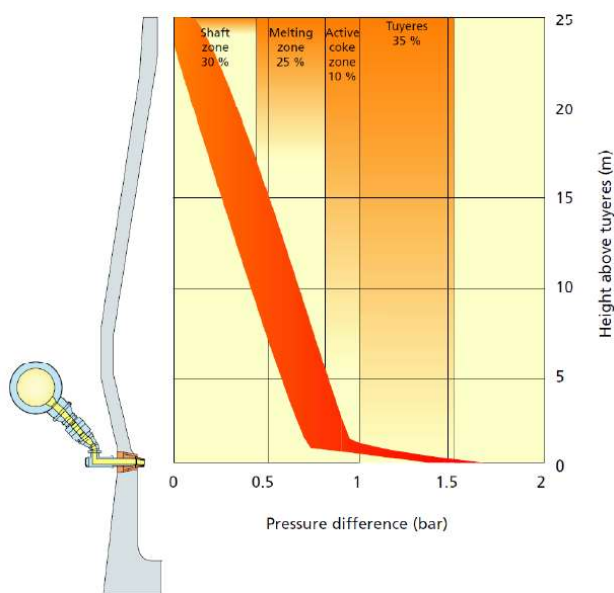
fosforica. Questo non ci piace Perché vuol dire che il P va a finire tutto nel metallo liquido. Il fosforo lo toglieremo con difficoltà nei trattamenti successivi all'altoforno.

Bisogna far funzionare l'altoforno in maniera stabile e stazionaria per riuscire a ridurre tutti gli ossidi in maniera efficace.

Nell'altoforno si inseriscono delle sonde, una delle sonde tipiche si inserisce alla bocca di uscita. Se la temperatura del gas in uscita aumenta, allora la prima informazione che abbiamo è che lo scambio termico non è completo.

Lavoreremo con un eccesso di CO, per essere sicuri di avere sufficiente potere riducente.

Se il mantello esterno si scalda troppo vuol dire che il gas cede calore alla parete invece che alla carica, quindi non c'è un percorso ottimizzato dei gas.



Aspetti fluidodinamici: questo schema mostra la solita altezza dell'altoforno e la differenza di pressione del gas tra il gas in ingresso e in fuoriuscita. Bisogna osservare la fascia rossa: il gas entra ad una P elevata, tra 1.5-2 bar, e man mano che mi sposto tra le varie zone, la P si riduce fino a fuoriuscire alla P atmosferica. Il grafico mostra quindi la caduta di pressione delle varie zone. Una prima perdita di P la si ha alle tubiere dove il gas gassifica il carbon coke e si muove attraverso il letto di coke. Il grosso della caduta di P si ha nella zona coesiva. Il gas passa attraverso i vuoti generati dalla gassificazione del coke. Più il gas incontra ostacoli e maggiore sarà la caduta di P.

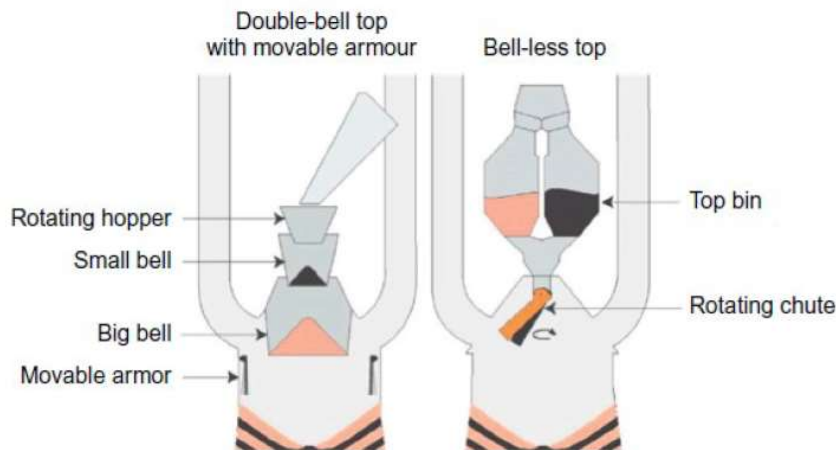
Quindi la costruzione del letto e, di fatto, la distribuzione delle perdite all'interno dell'altoforno ricoprono un ruolo di grande importanza. La zona attiva deve essere in grado di mantenere a fluttuare nella posizione fissa e stabile la zona coesiva, cioè non spingerla troppo in alto perché aumenta la spesa energetica, non spingerla troppo in basso perché significa ridurre la resa. E, una volta terminata la zona coesiva, deve essere in grado di distribuirsi in modo uniforme. Se non ho la permeazione uniforme arrivano nella zona coesiva e attiva solo una parte degli ossidi, e allora devo spendere poi molta energia che la zona attiva sia effettivamente riducente. La risalita dei gas nelle varie zone dell'altoforno è fondamentale. Come faccio a realizzarla? Ci sono **due modalità di funzionamento dell'altoforno**:

-Modalità di funzionamento centrale: è la più moderna anche se non è la migliore in assoluto. Zona coesiva a V rovesciata e zona coesiva che arriva quasi fino alla bocca.

-Modalità di funzionamento periferica: la fascia della zona coesiva in questo caso ha una forma a w e in altezza è contenuta in un intervallo ridotto; in questo caso non ha una risalita fino quasi alla bocca come nel caso del caricamento centrale.

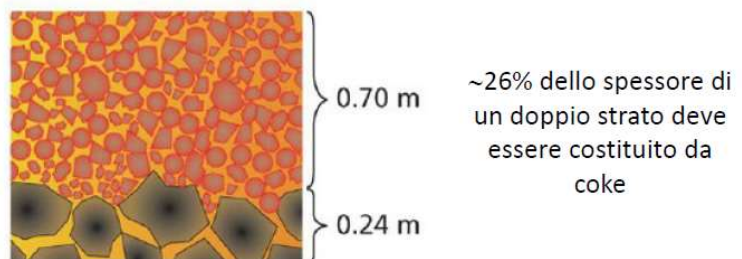
I due funzionamenti hanno uno scopo comune: limitare le perdite di pressione di carico che il gas ha nella risalita attraverso la zona coesiva e secca. Due obiettivi principali: passare con una spinta

sé stesso andando a riempire la zona sottostante. In questo caso è la zona centrale che resta leggermente schermata.

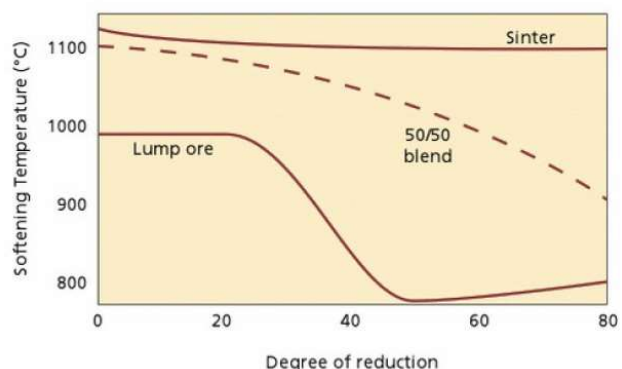


I materiali fini tendono a rimanere dove impattano, mentre i grossolani tendono a rotolare. L'altra informazione importante è che in un sistema o nell'altro ho bisogno di un movimento comunque basculante, che sia il braccio del "flipper", o che sia il rotating chute, è fondamentale che ci sia un po' di movimento senno' accumulerei tutti i fini in un punto e tutti i grossolani andrebbero a cadere verso il centro. Questo non va bene perché, come già detto, una distribuzione uniforme garantisce di avere vuoti in modo uniforme e quindi una permeazione uniforme.

Nel funzionamento centrale si forma un camino di carbon coke nella zona centrale. La periferia ha una buona distribuzione, mentre al centro c'è solo carbon coke ed è quindi assente il minerale in questa zona. Il compito del camino è ridistribuire il gas in risalita, cioè fornire un ostacolo al gas in risalita e deviarlo nella direzione dello strato dei minerali. Se il camino non è costruito in modo corretto non ci sarà deviazione del gas. Dal punto di vista della redistribuzione del gas il caricamento centrale è più efficace, garantisce di distribuire il gas riducente su tutto il letto. Il caricamento periferico è meno efficiente da questo punto di vista. La costruzione fisica del doppio strato prevederà sempre degli spessori nella zona del minerale ferrifero e uno spessore minore dello strato di coke.



Influenza della carica che posso realizzare: osservando le curve si può notare che il vantaggio nell'utilizzare tutto sinter è che la temperatura di softening resta costante anche se avanza il grado di riduzione. Questo perché, essendo più uniformemente distribuito l'ossido, viene ridotto in modo proporzionale dalla periferia verso il cuore e quindi, anche quando ho spinto molto la riduzione dell'ossido, non ho

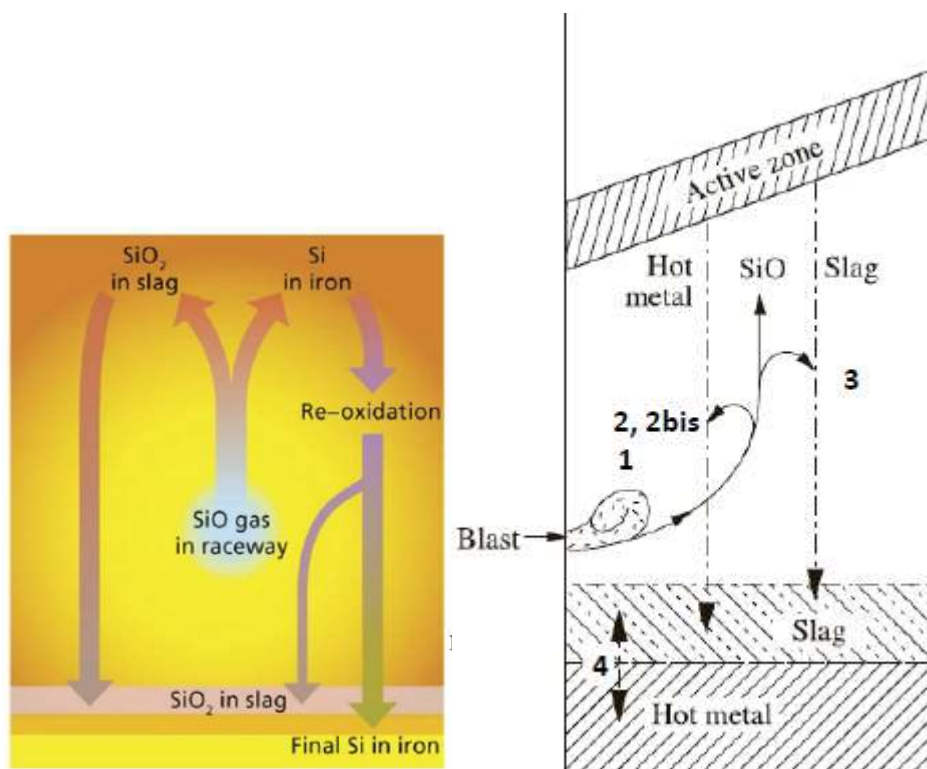


nella scoria, lungo la periferia del nostro sistema. Problemi che mi posso ritrovare: dalla periferia al cuore rischio di non avere uniformità di composizione della scoria e di conseguenza poi del metallo liquido, che comporta per quanto riguarda la scoria una differenza di viscosità tra le varie zone. Il problema è che da un lato non distribuisce in modo uniforme il calore sopra il metallo liquido e il secondo problema è che ad un certo punto la devo rimuovere questa scoria e una la parte meno fluida può dare problemi in quanto rischia di non fuoriuscire dal sistema di spillaggio. Quindi, quello che può succedere è che quando vado a spillare metallo liquido, rischio di andarlo a mischiare con della scoria residua che era rimasta precedentemente intrappolata.

Al contrario, il caricamento periferico, garantisce meno problemi in questa zona ma nella parte alta crea più problemi nell'andare a distribuire in maniera uniforme i gas nella parte alta.

Riduzione del Silicio

Al momento del contatto dell'ossido di Silicio con la zona più calda, in particolare la zona delle tubiere, il C del coke reagisce con l'ossido di Si proveniente dal minerale, lo gassifica producendo CO. Quindi continua ad essere riducente, questo ossido di Si risale verso l'alto, tenderà ad andare verso la zona coesiva e può ulteriormente reagire con C, e in questo caso viene completamente ridotto a Si e va a finire come Si metallico nella scoria e poi dovrebbe passare all'interno del metallo o può subire una reazione non solo con C ma anche con Fe, formando una ferro-lega, il risultato è lo stesso, va a finire nell'hot metal passando attraverso la scoria. L'ossido di Si gassificato però può continuare il suo percorso di risalita ed essere ulteriormente invece che ridotto, riossidato.



15.Siderurgia – Fabbricazione dell'acciaio all'arco elettrico

Obiettivo: fabbricazioni di acciai basso, medio e alto legati partendo da rottame selezionato.

Funzionamento: consiste nel fondare la carica di rottame in un forno elettrico a cui segue una serie di processi simili a quelli usati nella fabbricazione di acciaio al ciclo integrale per l'affinazione della composizione chimica.

Per gli acciai inossidabili si usano specifici convertitori ma le Audi AOD; segue poi un trattamento sottovuoto. In alternativa o in aggiunta si può utilizzare direttamente la decarburazione sottovuoto VOD.

15.1.Materie prime per l'EAF

Rottami selezionati:

- recupero a fine vita del rottame;
- rottami industriali;
- rottame interno;

Le ultime due tipologie di rottami sono genericamente pulite, nel senso che tendono ad avere composizione chimica simile a quella dell'acciaio desiderato.

La prima tipologia di rottami a una composizione molto variabile e spesso contiene contaminante indesiderati come rame, nichel, Cr e Mo.

I rottami sono poi classificati in base a forma e dimensione.

15.2.Componenti e prodotti indesiderati

-oli; -grassi; -vernici; -zincature; -acqua; -materiale ossidato; sporcizia; -bombole in pressione; materiale radioattivo.

La resa dell'acciaio liquido è fortemente influenzata dalla qualità del rottame utilizzato.

Fattori per la scelta di rottami da utilizzare:

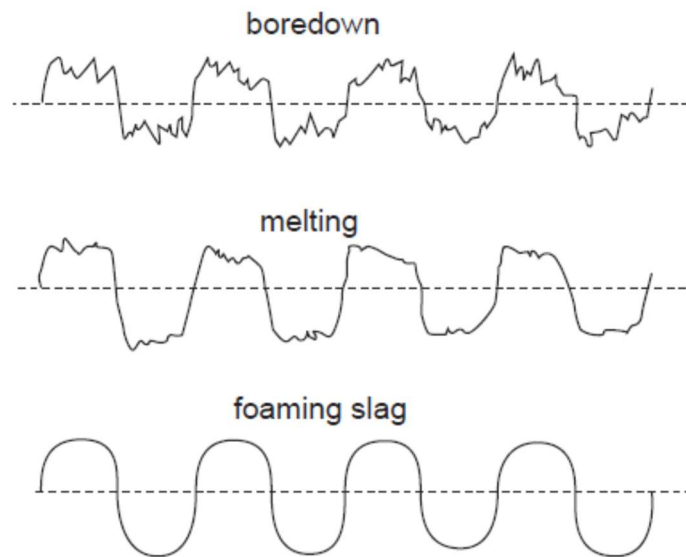
- 1-disponibilità sul mercato
- 2-costo
- 3-costo di fusione
- 4-resa

15.3.Parti principali di un EAF-AC

Si tratta di un impianto a catino, molto più basso dell' altoforno. Nella configurazione tipica immettiamo in modo continuo ma spilliamo in discontinuo. In questo caso si carica il catino in modo ripetuto, cioè arriva una cesta che scarica il rottame al di sopra della zona del forno elettrico. Questa cesta porta circa 100-200 tonnellate che possono essere fuse nel forno elettrico, e lo farà per 2-3 volte.

I tre elettrodi visti all'inizio sono collegati ad un circuito elettrico, quindi a fianco del forno elettrico ci sarà la presenza di un impianto elettrico. I tre elettrodi durante il processo si spostano perché quando scocca l'arco il fondo dei tre elettrodi si consuma dando anche un forte apporto di carbonio. Man mano che si crea il bagno i tre elettrodi si muovono verticalmente anche per un altro motivo: inizialmente il bagno viene riempito, quindi prima scoccata in alto, a mano a mano che i rottami fondono il livello si abbassa e quindi si devono abbassare anche gli elettrodi per dare la scoccata. Gli elettrodi si vanno poi ad immergere nella scoria.

La lancia ossigeno può essere usata come parte attiva nel processo.



Questi grafici rappresentano la tensione che viene applicata e mantenuta tra gli elettrodi e il contro elettrodo che inizialmente è il rottame che poi diventerà il bagno di metallo liquido. La forma dell'arco voltaico che si forma tra i due elettrodi cambia nel tempo: il boredown è il momento in cui rottame è ancora solido, scocca il primo arco elettrico che viene mantenuto tra elettrodo rottame; gli archi elettrici non riescono ad essere mantenuti in modo costante, si attivano e si spengono di continuo e l'andamento della sua tensione non è regolare nonostante io stia cercando di dargli una forma sinusoidale, questa fase è anche la più rumorosa.

Nel secondo grafico è mostrato cosa succede al mio arco nella fase di fusione: l'arco e questo punto viene mantenuto tra il rottame liquido (non ancora regolare) e gli elettrodi di grafite. Il fenomeno si sta regolarizzando, ma non è ancora regolare perché l'arco può ancora scoccare tra le pareti laterali ad esempio.

L'ultimo grafico mostra la tensione ideale dell'arco voltaico ottenuto con un trucco. Con lance a ossigeno posso iniettare ossigeno all'interno del bagno di Fe, il risultato sarà che l'ossigeno incontra il carbonio, produce l'ossidazione del carbonio e quindi produce delle bolle di monossido di carbonio. L'ossidazione del carbonio è una reazione esotermica, quindi apporta calore e allora il bagno metallico viene mantenuto riscaldato dall'arco elettrico ma anche da queste reazioni esotermiche. L'altro vantaggio dell'iniezione di ossigeno è quello di rimescolare, creando dei moti convettivi. Se non si usa la lancia il bagno è statico, ed è più complesso rimuovere ciò che è indesiderato. Il problema di questa iniezione è che può rimuovere anche Cr, che in alcuni casi può essere voluto nell'acciaio finale, quindi il limite è non eccedere troppo con queste iniezioni. Le bolle di monossido di carbonio generate risalgono il bagno fino ad arrivare alla scoria, e trascinano con sé

15.5. Funzionamento dei moderni EAF

Esistono varie fonti di calore per il forno elettrico, ma non è detto che uno le usi tutte.

-Nei moderni forni elettrici si può usare la corrente elettrica solo fino al 50% sulla potenza totale utilizzata per la fabbricazione dell'acciaio (il che permette di ridurre i costi della bolletta).

-Il 20-30% della potenza termica necessaria è fornita dall' iniezione di ossigeno.

-Il terzo contributo è dato dai bruciatori ossigeno-combustibile che favoriscono la fusione della scoria ed essendo rivolti verso il basso la mantengono calda, ciò serve a mantenere la cappa termica (della scoria) e mantenere la scoria fluida altrimenti diventerebbe una crosta. Sono bruciatori con fiamma libera e sono fuori dal bagno liquido. I bruciatori sono sui lati dove è più complicato scaldare, al centro ci pensano gli elettrodi. Si occupano del centro e non dei lati perché quando fanno scoccare gli archi sui lati c'è dispersione quindi è meglio concentrarli sul centro. Il funzionamento dei bruciatori è solitamente discontinuo (la fiamma va a intermittenza).

La fiamma inizialmente se viene a contatto con il rottame rischia di ossidarne maggiormente.

15.5.1. Fondenti e additivi

Questi elementi vengono aggiunti; il primo è il carbonio in forma di DRI, altro contributo viene dagli elettrodi. Nel caso in cui si stacchi un pezzo di elettrodo e finisca nel bagno liquido il contenuto di carbonio è molto elevato. Non si arriva al 4,5 dell'altoforno ma si può arrivare tranquillamente ad avere l'1% in peso. Un acciaio con l'1% di carbonio non lo useremo perché facilmente aggredibile da agenti corrosivi. Quindi ci occuperemo in seguito di rimuovere questo carbonio. Ce ne si può occupare già qui dentro con la lancia ossigeno, ma rischiamo di ossidare anche il ferro quindi il rischio è di ossidare eccessivamente il nostro sistema.

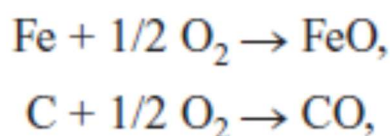
15.5.2. Effetto dell'ossigeno

C'è la possibilità di apportare polveri di carbonio con la lancia ossigeno se non ve ne fosse a sufficienza da generare le reazioni esotermiche. Di solito comunque non si mette carbonio con la lancia però si aggiunge carbonio nella lancia la reazione sarà praticamente solo tra carbonio e ossigeno e ciò limita di moltissimo l'ossidazione del ferro. L'ossigeno immesso si dà tutto quello che trova nel bagno cioè ferro e carbonio e genera una reazione esotermica con conseguente apporto di calore al bagno. L'ossidazione del Fe (unico aspetto negativo dell'ossigeno) può essere ridotta con la permanenza dell'ossido di ferro nel bagno liquido.

Vantaggio: uniformità di temperatura del bagno metallico.

Svantaggio: produco un bel po' di monossido di carbonio; questo però può essere ossidato ad anidride carbonica con apporto di ossigeno.

Reazioni:



15.5.3.

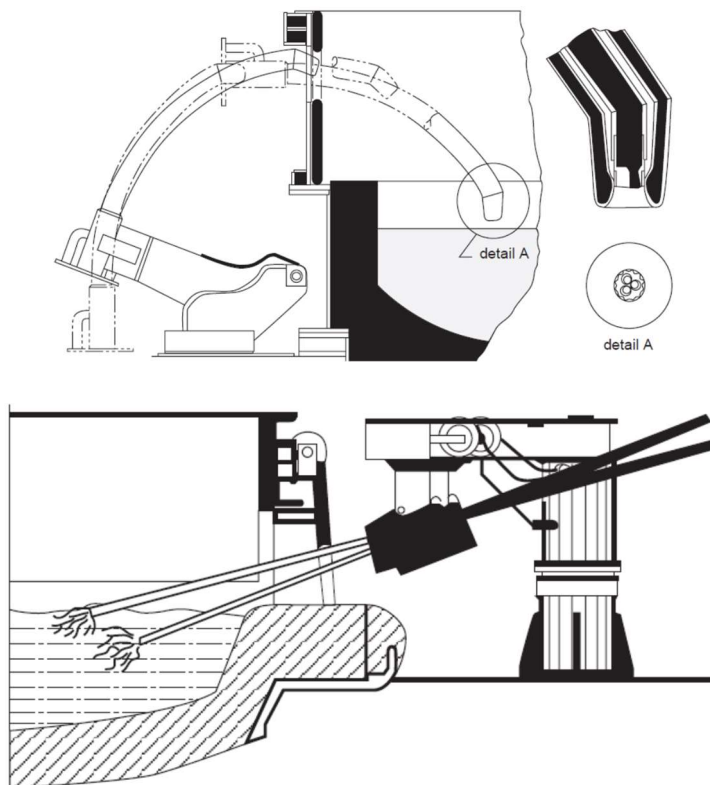
Le tipiche aggiunte di carbonio per produrre acciaio con medio contenuto di carbonio vanno da 2 a 12 kg per tonnellata di acciaio liquido.

La lancia ossigeno è immessa nel bagno di metallo liquido. La lancia con particelle / polveri di carbonio è invece immersa nella scoria e crea una scoria schiumosa (immetto anche ossigeno); l'aggiunta di carbonio ha lo scopo (da riducente) di recuperare il FeO che è finito in scoria. La scoria schiumosa fa da schermo agli elettrodi che evita il riverbero cioè di scaldare le pareti laterali del forno e concentra tutto il riscaldamento verso il bagno metallico. Con la scoria schiumosa l'efficienza passa dal 40 al 60% fino ad arrivare fino al 90%. Questo perché tutta l'energia elettrica che io uso e che mi costa la trasferisco in modo efficace fino al 90% al mio bagno di metallo liquido. Parte del calore è infatti disperso verso le zone laterali. Dal 60° a 90° dipende dallo spessore dello strato schiumoso. Non si usa sempre perché raschiarla poi via tutta è una rottura e rischio di avere perdite di ferro, che per recuperare impiego passaggi costosi. La scoria schiumosa è governata dai parametri di basicità e spessore; più lo strato è spesso migliore sarà la schermatura.

L'indice di basicità ha un risvolto diretto sulla viscosità che deve essere tale da rendere lento il percorso delle bolle di monossido di carbonio da quando entrano in scoria a quando vengono immesse in atmosfera. Se è troppo fluida, la scoria di bolle, se troppo solida il monossido di carbonio rimarrà bloccato all'interno della scoria.

Se aumenta la quantità di ossigeno immesso aumenta lo strato di scoria ma ci sarà un limite di basicità che non va superato.

CaO e MgO, contenuti nella calce, sono i principali fondenti che vengono aggiunti e servono a rimuovere un po' di zolfo, ma anche fosforo, alluminio, silicio e manganese. Il CaO serve anche a mantenere la basicità della scoria. Sia CaO che MgO sono poi particolarmente adatti per limitare l'erosione dei refrattari.



-Anche il rimescolamento con gas favorisce la rimozione di fosforo in quanto rigenera l'interfaccia scoria/metallo. Il fosforo tende ad essere ridotto in presenza di silicio.

-Il fosforo può essere ridotto dal 20 al 50% nell'EAF (buon risultato, ma inferiore a quello ottenibile al convertitore).

-Lo zolfo è rimosso principalmente per reazione metallo-scoria, conformazione di solfuri.

-La rimozione di zolfo è favorita da elevata basicità; posso aggiungere ossidi di calcio per aumentarla ma se ne aggiungo troppi diventa una scoria con temperatura di fusione molto alta, con viscosità molto bassa e quando cerco di rimuovere la scoria e spillare metallo liquido si forma una crosta solida difficile da rimuovere.

-Sullo zolfo siamo poco efficienti; è un ambiente ossidante (non riducente come nell'altoforno); c'è molto FeO che resta in scoria e questo abbassa i livelli di rimozione dello zolfo.

-La rimozione di zolfo la vado ad ottenere all'interfaccia scoria-metallo. Rapporto di ripartizione scoria-metallo dello zolfo tipicamente da 3 a 5 nelle operazioni all'EAF.

-Ci limiteremo a una blanda rimozione di fosforo, zolfo e carbonio.

15.5.5.Rimozione della scoria

-La scoria viene fatta scolare da una porta di scarico laterale.

-Per rimuovere fosforo il gioco che devo fare è avere molto ossido di calcio nella scoria perché forma un fosfato di calcio che è stabile e così non torna fosforo metallico nel bagno.

-Se invece ho una scoria ricca di anidride fosforica e aggiungo silicio, il fosforo viene nuovamente ridotto e torna ad essere fosforo liquido.

-Può anche convenire iniettare carbonio in scoria per ridurre parte dell'FeO a Fe metallico sviluppando CO. Ciò rende la scoria ulteriormente schiumosa.

-Bisogna fare attenzione a seguire una corretta sequenza per rimuovere il fosforo.

15.5.6.Colata e spegnimento

Dopo lo spegnimento tutto si raffredda e il forno viene ispezionato per verificare lo stato dei refrattari. Questo avviene al termine di ogni ciclo, è la manutenzione ordinaria. Ogni 2-6 settimane il forno è verificato in modo completo.

Un modo per migliorare l'efficienza di questi sistemi è preriscaldare la carica. Il rottame può essere riscaldato scaldando la parete della cesta che va a scaricare i rottami nel forno; oppure si possono sfruttare i gas che fuoriescono dal forno elettrico, abbattere i contenuti di monossido di carbonio e sfruttare il calore che questi gas hanno ancora.

Un secondo modo di migliorare l'efficienza è usare il processo consteel, che è un processo che va verso il continuo, in cui il forno non è basculante ma fisso ed è alimentato in modo continuo da una sorta di nastro trasportatore in cui il rottame viene rovesciato continuamente nel forno. Anche in questo caso il rottame è preriscaldato da gas all'interno di un tunnel. Siccome il forno è fisso devo spillare metallo liquido dal basso. Il processo è continuo allora non raffredda mai e quindi ho il vantaggio di non avere delle rampe di raffreddamento. Lo svantaggio è il consumo della caldaia che non è soggetta a manutenzione ordinaria (proprio perché il processo non si ferma).

ricoperto di refrattario all'interno del quale la ghisa bene sversata. Dal siluro la ghisa è trasferita in siviere, che sono secchi con volume inferiore rispetto al sicuro, vengono quindi caricate molte siviere che continuano il trasporto del metallo liquido e lo sversano all'interno del convertitore a ossigeno. Qui avviene la rimozione del carbonio fino al livello desiderato. Da qui in poi la lega non deve più vedere ossigeno, perché se lo vede cambia il livello di ossigeno e delle specie ossidabili e soprattutto l'ossigeno rischia di rimanere disciolto all'interno del metallo liquido; non lo voglio avere perché infragilisce. Dal convertitore vado nella siviera di affinamento (siviera più elaborata) che poi va in un'altra siviera (stadio opzionale) di degasing. Questa siviera è statica, possiede tre elettrodi di grafite (figura in basso a sinistra nell'immagine della pagina precedente), quindi di per sé è un piccolo forno elettrico che ha l'obiettivo di scaldare il metallo liquido rimuovere gas.

Nelle zone di trasferimento il metallo liquido si raffredda leggermente. Dentro il convertitore tutte le reazioni che avvengono sono esotermiche e quindi riscaldano e portano il metallo liquido a temperature anche superiori a quella di uscita dell'altoforno.

Nei primi due passaggi di trasporto (quindi prima di entrare nel convertitore) posso eseguire dei pretrattamenti. Rimuovo quindi silicio, zolfo e fosforo durante i pretrattamenti. Dopo il convertitore, si è detto che non si incontra più ossigeno, posso quindi aggiungere elementi ossidabili per raggiungere la composizione chimica desiderata. Nell'ultimo stadio vado a togliere i gas (ossigeno, azoto e idrogeno) che sono rimasti disciolti. Segue poi la colata e l'ottenimento dei veri e propri solidi.

Carro-siluro: posso immergere una lancia che può insufflare gas inerti in profondità e mantiene il mescolamento (quindi mantiene la temperatura e omogeneizza a la composizione chimica) oppure può iniettare gas inerte + agenti che servono a rimuovere degli elementi. Si forma in superficie una scoria che verrà poi scolmata e separata. Dopo questi pretrattamenti nel convertitore vado a rimuovere ancora silicio e fosforo + carbonio, uso tanto ossigeno che mi rimarrà un po' disciolto nel metallo liquido che vado poi a rimuovere nell'ultimo passaggio.

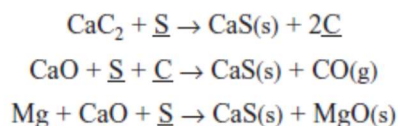
Usciti da questi passaggi abbiamo l'acciaio (liquido però) con la composizione chimica desiderata.

Si rimuove zolfo nel pretrattamento e poi dopo il convertitore.

Visto che siamo in grado di rimuovere silicio e fosforo anche nel convertitore perché esegui passaggi di pretrattamento?

Nel convertitore si può rimuovere silicio perché è ossidabile, ma l'obiettivo principale di questa operazione è la decarburazione. Finché c'è silicio nel bagno si ossida silicio e non il carbonio, quindi è mio interesse rimuovere silice il prima possibile affinché si inizi a ridurre il carbonio. Rimozione di fosforo va di pari in passo con quella del carbonio. Rimuoviamo fosforo nel trattamento perché si è più efficaci nel rimuoverlo a basse temperature, nel siluro la temperatura è inferiore rispetto al bagno del convertitore. L'ideale per rimuovere fosforo è avere il bagno a 1000 °C.

Le reazioni più utilizzate oggi sono quelle che utilizzano come agenti desolforanti il carburo di calcio e di magnesio. Si usa anche CaO ma genera CO e quindi richiede operazioni successive per ossidare Co. Queste specie sono aggiunte al metallo liquido come polvere in modo che ogni particella vada a raggiungere lo zolfo disciolto nel metallo liquido. L'agente può anche essere un mix delle tre specie. Reazioni:



Può esserci uno stadio completamente dedicato alla desolforazione con un reattore apposito; si tratta di un contenitore in cui vado a fare fluire il metallo liquido sul fondo, inietto dall'alto l'agente desolforante. Aggiungo un agitatore (mixer) che serve a mescolare il più possibile le particelle degli agenti col bagno di metallo liquido. Il rimescolo serve perché l'agente tocchi tutto il volume del metallo liquido.

Nelle acciaierie più comuni lo stadio dedicato non c'è: la siviera mentre viene trasportata ha una lancia che viene immersa e da cui è iniettato in profondità l'agente. In questo modo sfrutto il movimento della siviera per eseguire la desolforazione. Quindi tale operazione la faccio dopo la defosforazione e prima di arrivare al convertitore. Arriva il convertitore praticamente solo il carbonio.

Esistono diverse configurazioni di lancia in severa, tra cui quella forma di bastone da hockey. Tutte queste garantiscono un adeguato rimescolamento ma tutte hanno delle zone morte in cui il rimescolamento non è garantito. Nessuna è perfetta e questo è il motivo per cui cerco di rimuovere lo zolfo tutte le volte che posso. Ogni volta che passa in siviera, cerco attraverso queste lance di rimuovere zolfo, sia prima sia dopo il convertitore.

Esauriti i pretrattamenti, a questo punto siamo pronti per ridurre il carbonio presente nella ghisa prodotta dal ciclo integrale dell'altoforno.

16.3. Convertitore a ossigeno

L'obiettivo è iniettare ossigeno all'interno del bagno di metallo liquido. Questa iniezione la posso svolgere:

1-con una lancia che viene inserita dall'alto nel convertitore. La lancia non è immersa nel bagno metallico.

2-con dell'ossigeno che gorgoglia dal fondo del convertitore, che si realizza con fori chiusi da setti porosi attraverso i quali permea l'ossigeno ma non fuoriesce il metallo liquido.

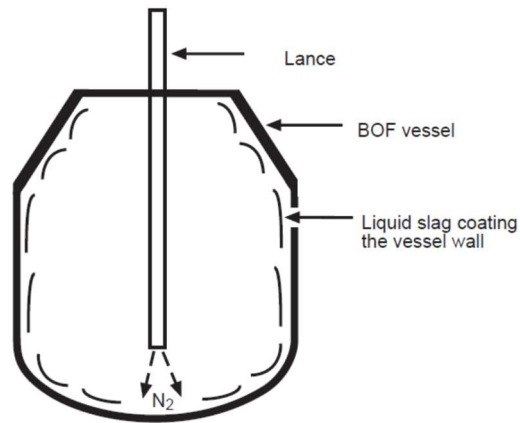
Tutti i sistemi moderni usano entrambe queste soluzioni in contemporanea. La 1 è TOP BLOWN LD CONVERTER. La 2 è BOTTOM BLOWN OXYGEN CONVERTER. Entrambe con capacità > 200 ton.

In 1 l'ossigeno è iniettato ad elevata pressione, quindi l'operazione è rapida. Il limite è che l'ossigeno arriva dall'alto e non riesce a raggiungere tutto il bagno soprattutto in profondità.

In 2 il vantaggio è che l'ossigeno percorre tutto il bagno.

circa 1340 °C mentre ciò che esce è a 1650 °C. Il calore è generato dalle reazioni tra carbonio e ossigeno e anche con tutto ciò che è ossidabile.

Alcuni impianti utilizzano la scoria: finito lo sversamento dell'acciaio resta la scoria nel convertitore e anziché scaricarla, come visto in precedenza, riporto in verticale il convertitore e vado a reinserire la lancia. Stavolta viene insufflato azoto che spara contro le pareti la scoria liquida. Ciò serve ripristinare il refrattario sfruttando la scoria.



Il convertitore è una carcassa metallica rivestita da una parete di refrattario; al centro è caricato su un albero che a sua volta è sostenuto da due cuscinetti robusti. Il convertitore è in grado di basculare sostanzialmente grazie all'albero e quando ciò avviene il metallo liquido e la scoria interessano il convertitore a diverse altezze e quando inizia lo sversamento sempre nella stessa direzione, il basculamento provoca una erosione del refrattario. Per questo motivo si va a ripristinare il refrattario con la lancia ad azoto.

Modi con cui posso effettuare lo sversamento del metallo liquido: basculiamo il convertitore, la bocca di sversamento è posizionata al fondo del tratto cilindrico, quei due soluzioni tecnologiche possibili:

1-galleggiante: semplice otturatore che viene mantenuto in posizione da un sistema esterno che parte dalla bocca e che si apre nel momento di sversamento

2-otturatore pneumatico: è esterno al convertitore e nel momento di sversamento del metallo liquido va a liberare la fuori uscita con una azione pneumatica (insufflaggio di gas)

Entrambi questi sistemi devono garantire lo sversamento e la chiusura dell'otturatore al termine in modo da evitare la fuoriuscita di scoria che si andrebbe a mischiare con il metallo liquido.

La scoria possiede una sua basicità, quindi una sua viscosità. Di solito nel convertitore è molto basica allora la viscosità è alta e quindi è facile, siccome il metallo esce a circa 1700 °C quindi con fluidità alta, riconoscere il momento in cui il metallo liquido si è sversato e la scoria inizia a fluire più lentamente: sarà questo il momento di chiudere.

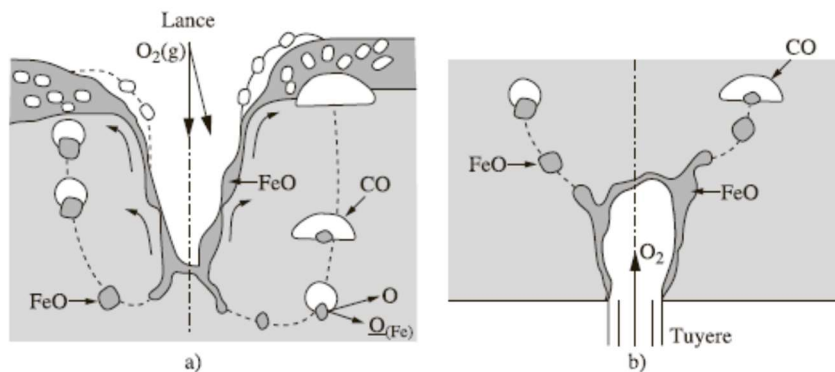
Il convertitore è alto circa 10 m, ma sarà necessario avere più del doppio dell'altezza per poter movimentare la lancia.

16.3.2. Conversione della ghisa liquida ad acciaio

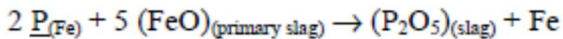
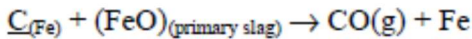
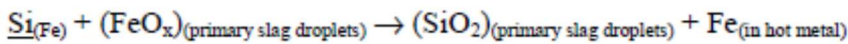
- La pressione tipica di iniezione dei gas è 6 atm (non altissima), ma la velocità di uscita dei gas alle tubiere è supersonica; il tempo di contatto è molto rapido.
- La portata alle tubiere è di 5 Nm³/min per 1 ton di acciaio.
- Si consuma molto ossigeno, che è costoso perché non è aria!
- La conversione consiste nella rimozione dalla ghisa liquida di carbonio, manganese, silicio e fosforo.
- L'operazione è semi-continua.
- La scoria è arricchita in calce.
- il percorso del contatto fra l'ossigeno e la fase liquida controlla i processi fisico-chimici che avvengono nel processo di conversione e la formazione della scoria. Quindi se aumento il tempo di contatto avrò un miglior processo; più sono bravo a raggiungere con l'ossigeno tutte le zone, migliore sarà l'efficienza.
- Per convertire 300 ton di acciaio possono servire circa 20 minuti.
- Bisogna cercare di limitare la proiezione delle gocce di ferro sulle pareti del convertitore perché quelle non le riesco più a convertire.

16.3.3. Reazioni al convertitore

Abbiamo già visto questo meccanismo in un certo senso si tratta delle stesse reazioni che avvengono al forno elettrico. Inizialmente si forma un film spesso di base ossidata al contatto tra ossigeno e metallo liquido.



La scoria rappresentata è definita primaria, cioè la prima scoria che si forma sarà molto ricca di FeO. Questa prima immagine inoltre rappresenta la situazione di un metallo povero di silicio e manganese, rappresenta essenzialmente quello che succede per ferro e carbonio. Si può notare come la scoria inizialmente formata venga schiacciata e si formi questo cono di depressione al centro del getto di ossigeno, si assottigli creando queste gocce di FeO. Queste sono il veicolo dell'ossigeno all'interno del bagno di metallo liquido. Perché sono loro che devono raggiungere tutta la massa di metallo liquido. Quindi più sono bravo a distribuire e rimescolare queste gocce di scoria primaria ricche di ossido di ferro, più il bagno avrà a disposizione ossigeno e maggiormente il carbonio del metallo ridurrà l'ossido di ferro restituendo ferro che andrà nel bagno metallico e genera CO. Attorno a tutte queste gocce si forma una bolla di monossido di carbonio, più è lungo il



Si tratta delle reazioni che avvengono tra le gocce di FeO e gli elementi che incontra. Tutte e tre le seguenti reazioni si possono realizzare, quella

che si realizza per prima è quella più in alto. Inoltre c'è anche quella del manganese, qui non riportata, che è la seconda più probabile dopo quella del silicio. Queste due reazioni avvengono con il metallo liquido e 1350 °C. Il silicio può anche essere rimosso completamente, mentre il manganese no perché la reazione chimica non ha una spinta sufficiente.

Finché non ho rimosso almeno il 90% di silicio dal bagno di metallo liquido la reazione due, cioè la decarburazione, non parte. Parto dal 4,5% di carbonio fino a quando arrivo allo 0,2-0,3% l'operazione è favorevole perché tutto il ferro, che era inizialmente ossidato, viene convertito a ferro metallico in compenso tutto il carbonio presente nel bagno viene efficacemente rimosso sotto bolle di monossido di carbonio. Il risultato è che il FeO viene completamente ridotto. I problemi nascono quando si deve decarburare in modo spinto. Se si vuole scendere sotto lo 0,2-0,3% di carbonio si può fare si può arrivare fino a 0,05% con convertitori standard (Low carbon grades). In questo stadio si può anche rimuovere fosforo, fino a 0,01%. Questo è un doppio vantaggio. Però, per attuare questa doppia rimozione devo insufflare così tanto ossigeno che un po' di ossido di ferro viene riconvertito e va a finire nella scoria fino ad arrivare ad un 10-15% di FeO in scoria. Questa è quindi una perdita di ferro. Per limitare questo problema, l'unica soluzione è il rimescolamento metallurgico. Cioè all'inizio o insufflato molto ossigeno quindi ne ho potenzialmente anche per fare le riduzioni spinte; quindi se sono bravo a rimescolare non devo insufflare ulteriore ossigeno e quindi dovrei ridurre le perdite. Il buon rimescolamento si ottiene insufflando dagli ugelli azoto o argon che sono gas inerti e che hanno il solo scopo di rimescolare facendo sì che l'ossigeno già presente raggiunga qualsiasi zona. Contemporaneamente vado a gestire la scoria, aumentandone la basicità inserendo polvere di calce, quindi CaO (questo, insieme ad un forte rimescolamento, permette di raggiungere l'equilibrio termodinamico).

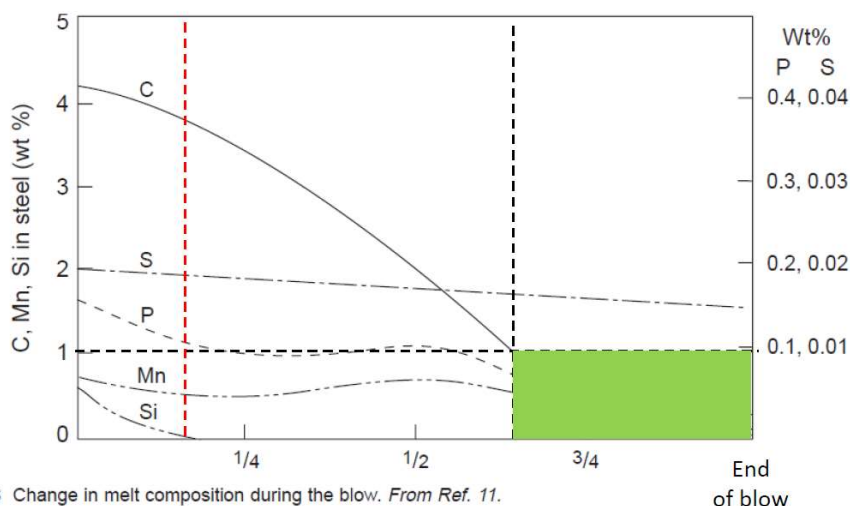
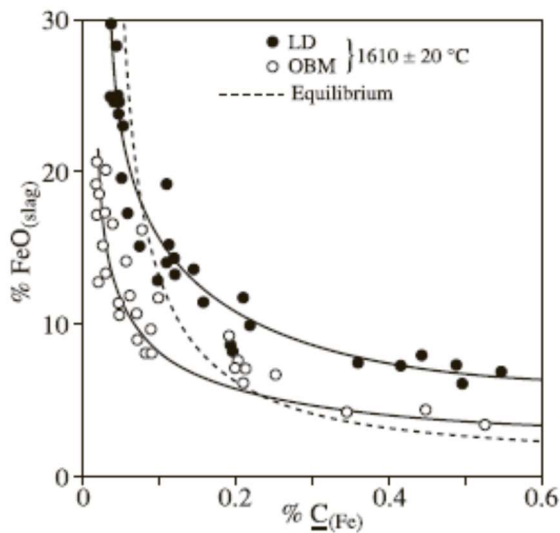
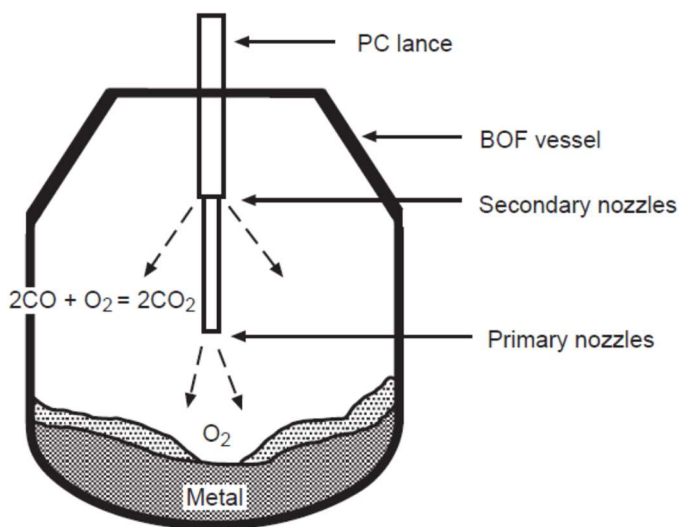


Fig. 9.8 Change in melt composition during the blow. From Ref. 11.

Questo grafico descrive quanto detto finora. L'unico non citato finora che si può osservare è lo zolfo: c'è una piccola rimozione ed è costante lungo tutto il processo, si tratta di una retta non c'è



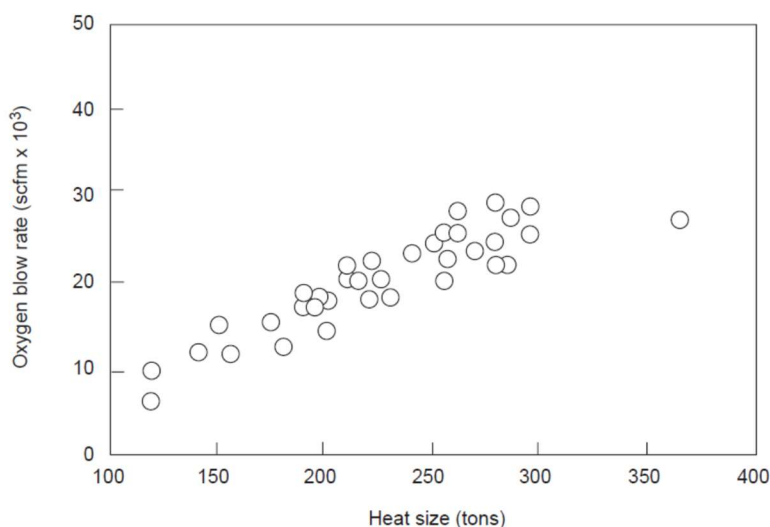
Il grafico mostra quello che abbiamo già detto su come aumenti l'ossido di ferro in scoria quando vado a ridurre le percentuali di carbonio al di sotto dello 0,2-0.3%. I pallini pieni indicano processo con lancia, quelli vuoti quello con gli ugelli.



Cosa me ne faccio di tutto il monossido di carbonio che ho generato?

Non lo posso immettere in atmosfera; Il metodo più semplice è la post-combustione: l'ugello è costituito da una lancia principale e una secondaria coassiale che ha un'uscita di ossigeno ad un'altezza superiore che serve ad intercettare il monossido di carbonio che viene progressivamente rilasciato dalla scoria schiumosa e che andrebbe a finire in atmosfera, e ossidarla a CO₂. Si tratta di un processo semplice ma efficace con una temperatura non troppo elevata. Uscirà tanta Bing ride carbonica ma almeno non è tossica.

Fig. 9.17 Schematic of a post combustion lance in a top-blown BOF.



Questo grafico mostra come si debba aumentare la quantità di ossigeno insufflato per aumentare la capacità produttiva.

SCFM è l'unità di misura standard cubic feed (per) minute.

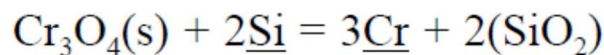
Fig. 8.5 BOF oxygen blowing rate in a sampling of North American shops.

a noi utile (da sinistra a destra). Se tolgo carbonio al bagno metallico arrivo una condizione in cui la reazione non ha più spinta l'ossido di cromo resta tale.

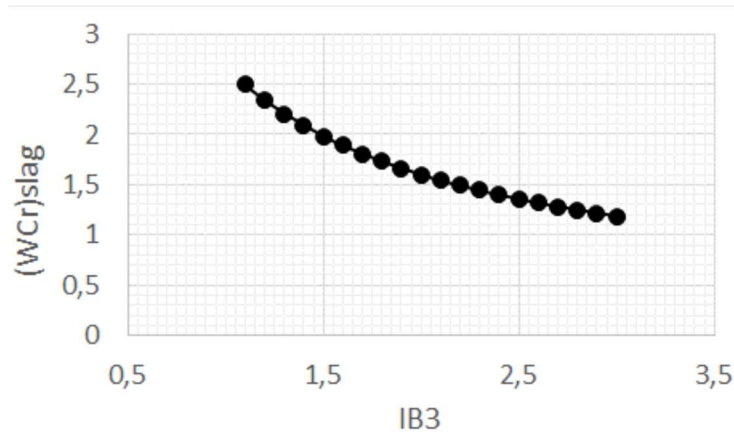
Un'altra definizione di contenuto critico di carbonio può essere: contenuto minimo di carbonio al di sotto del quale il cromo rimane ossidato. Il contenuto critico di carbonio cresce al crescere del contenuto di cromo e al diminuire della temperatura. Quindi è meglio lavorare ad elevate temperature così serve meno carbonio per recuperare il cromo.

L'obiettivo non è più limitare la perdita di resa in ferro ma in cromo; finché c'è abbastanza carbonio non ho problemi a recuperare tutto il cromo che si è ossidato.

In alternativa alla temperatura, che costa molto tenere alta, si possono sfruttare le aggiunte di altri elementi affini all'ossigeno, quindi le ferroleghie che sono costose. Quindi viene aggiunto un agente riducente nella scoria e va a ridurre a cromo metallico l'ossido di cromo.



Il livello di silicio che viene impostato è dell'ordine dello 0,3-0,4%. Il silicio aumenta il modulo di Young, il limite di snervamento del materiale ma infragilisce, cioè abbassa la tenacità a frattura.



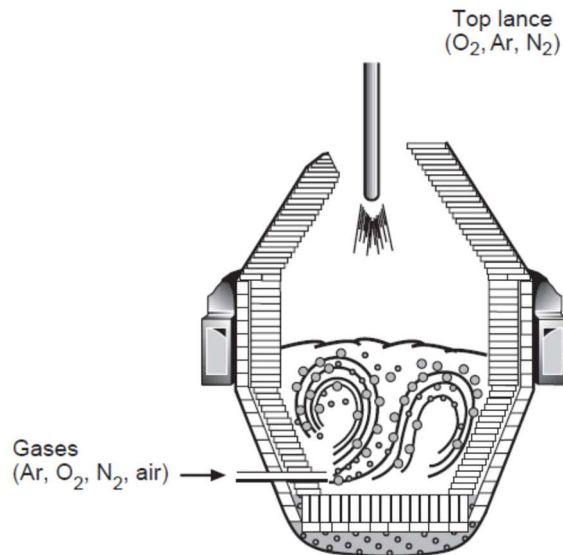
Questo grafico mostra sull'asse delle x l'indice di basicità della scoria, mentre sull'asse y la percentuale di cromo in scoria.

$$\text{INDICE DI BASICITA}' = (\text{CaO} + \text{MgO})/\text{SiO}_2$$

Visti gli alti costi di queste tecniche, le soluzioni realmente percorribili a livello industriale sono in realtà:

-Diluizione (utilizzata negli AOD): sfrutta l'iniezione diretta di gas inerte che abbassa la pressione parziale del monossido di carbonio nel bagno. Questo sposta l'equilibrio favorendo la reazione nella direzione da sinistra a destra, a noi utile. Questa tecnica è particolarmente efficace quando il contenuto di carbonio deve essere molto basso. Meglio utilizzare argon perché non ha solubilità nel bagno metallico.

-Applicazione del vuoto: man mano che viene prodotto monossido di carbonio, viene aspirato via dal sistema vuoto. Viene quindi rilasciato nell'atmosfera soprastante il bagno metallico e rimosso. Il risultato è che si abbassa la pressione parziale del monossido di carbonio e si sposta la reazione da sinistra verso destra, l'equilibrio si sposta infatti nel verso della riduzione dell'ossido. In questo modo



Nel primo stadio viene insufflato solo ossigeno, nel secondo iniziano ad inserire da basso anche argon e azoto. La percentuale di ossigeno insufflato si riduce progressivamente inizia nel quarto stadio dove si inserisce argon anche dalla lancia. Nel quinto stadio, dalle tubiere, la frazione di ossigeno è quasi nulla e c'è tutto argon. Ultimo stadio: l'ossigeno viene interrotto (quindi la decarburazione dovrebbe essere già avvenuta in quantità elevate) e vado ad avere il rimescolamento metallurgico garantito in questo caso dall'argon. Quindi progressivamente la pressione parziale dell'ossigeno diminuisce e di conseguenza anche quella del monossido di carbonio che vado a generare. Nell'ultimo stadio avremmo ormai tutto l'ossigeno che è stato inserito all'interno del bagno metallico che viene veicolato dal rimescolamento.

Ci sono diverse versioni del processo AOD:

-il primo è quello appena visto.

-Il secondo è assistito da vuoto: funziona come l'AOD standard, solo che dopo il primo stadio in cui l'ossigeno è inserito dall'alto vado a rimuovere la lancia e si posiziona sopra la bocca del contenitore una sorta di cappa aspirante che abbassa la pressione parziale del monossido di carbonio, rimuovendo il gas generato. Quindi è un sistema quasi misto tra AOD e VOD.

