

## بسم الله الرحمن الرحيم

### سخن ناشر

جای خرسندی و شکر بسیار است که در آستانه تابش پرتوهای حیات بخش اسلام بر پهنه زمین، خود را در زمانی می یابیم که اندیشه اصلاح نه تنها عبث نیست که پیمودن راههای کمال و رشد در هر بعدی از ابعاد انسانی هموارتر و شدنی تر می نماید. وظیفه آنان که در این دوره و در این سرزمین مقدس زندگی می کنند بس سنگین و دشوار است و بطور خاص مسئولیت دانشگاه و دانشگاهیان در کنار حوزه های مقدس علمیه جایگاهی حساس و تعیین کننده در روند حرکت اجتماع دارد. تلاش پیگیر و همه جانبه برای بریدن بندهای وابستگی، جهاد مقدسی است که باید از دانشگاه و حوزه شروع شود و انتشار کتب علمی از سوی ما کوششی است در راستای آنچه ذکر آن رفت. بدیهی است این کوشش زمانی به نتایج مفید می رسد که بطور مداوم از سوی استادان، دانشگاهیان و اندیشمندان متعهد مورد انتقاد و پیشنهادات سازنده قرار گیرد. اینک که چاپ اول این کتاب تقدیم دانشگاهیان ارجمند و مشتاق علم می گردد جای دارد از تمامی عزیزانی که در آماده سازی و تدوین آن تلاش نموده و زحمات زیادی را متحمل شده اند تشکر و قدردانی بعمل آید.

## پیشگفتار

در حدود ۹۳ درصد تولیدات فلزی و آلیاژی جهان را فولاد تشکیل می‌دهد. بر این اساس آهن و فولاد همچنان از مهمترین تولیدات کشورهای صنعتی جهان به شمار می‌رود. آمارها نشان می‌دهند ۶۳ کشور جهان در حدود ۹۸ درصد کل تولید فولاد را در اختیار دارند. تولید واقعی فولاد خام در سال ۲۰۰۳ در حدود ۹۶۲/۵ میلیون تن و در سال ۲۰۰۴ نزدیک به یک میلیارد تن بوده است. با این حساب فولاد یک صنعت با تناژ یک میلیارد تن تولید و تجارت سالانه ۴۵۰ میلیارد دلار است. گسترش استفاده و کاربرد فولاد در صنایع گوناگون به اندازه‌ای است که مصرف سرانه فولاد نشان‌دهنده شاخص توسعه یافتگی کشورها است. کشورهایی با مصرف سرانه فولاد کمتر از ۱۰۰ کیلوگرم توسعه نیافته و کشورهایی با مصرف سرانه ۳۰۰-۱۰۰ کیلوگرم در حال توسعه و کشورهایی که مصرف سرانه بیش از ۳۰۰ کیلوگرم دارند توسعه یافته می‌باشند. کشور ایران با تولید نزدیک به ۸ میلیون تن فولاد خام در سال ۲۰۰۴ در ردیف کشورهای در حال توسعه است. بیش از ۸۰ درصد فولاد خام جهان به روش کوره بلند تولید می‌گردد. در ایران به دلیل وجود منابع غنی گاز طبیعی در حدود ۷۰ درصد تولید سالیانه به روشهای احیاء مستقیم انجام می‌شود. با این حال واحدهایی در ایران از گذشته تاکنون با استفاده از کوره بلند مشغول به تولید می‌باشند (ذوب آهن اصفهان) و یا در حال راه‌اندازی هستند. در هر حال کوره بلند بعنوان اصلی‌ترین روش تولید فولاد خام شناخته شده است و از این رو شناخت علمی و اصولی عملکرد کوره بلند ضروری است. تاکنون کتابهای متعددی در رابطه با تولید آهن به کمک کوره بلند ترجمه و یا تألیف شده است اما بیشتر آنها به جنبه‌های تکنیکی موضوع توجه داشته‌اند. در این کتاب، عمده مطالب سرفصل درسهای تولید آهن (۱) و استخراج فلزات (۱) که در مقطع کارشناسی رشته مهندسی مواد تدریس می‌شود، گنجانده شده است تا بعنوان یک مرجع درسی مناسب برای دانشجویان رشته مهندسی مواد و نیز کارشناسان صنعت فولاد و سایر علاقمندان مورد استفاده قرار گیرد. بر این اساس مطالب کتاب

در پنج فصل ارائه شده است. پس از آشنایی مختصری با انواع کانه‌های آهن، ساختمان و خواص آنها در فصل اول، مختصری در رابطه با مباحث ترمودینامیکی احیاء اکسیدهای آهن در فصل دوم بحث شده است. در فصل سوم روشهای آماده‌سازی بار کوره بلند مورد بررسی قرار گرفته است. ساختمان، تجهیزات و عملکرد کوره بلند در فصل چهارم و واکنشهای انجام شده در کوره بلند در فصل پنجم بررسی شده است. در تدوین کتاب علاوه بر استفاده از صدها مرجع علمی شامل کتب و مقالات پژوهشی، از تجربیات و کارهای پژوهشی مؤلفین بخصوص کارهای تحقیقاتی انجام شده در هسته تحقیقاتی متالورژی استخراجی دانشکده مهندسی مواد دانشگاه صنعتی اصفهان استفاده شده است. یافته‌های دهها طرح تحقیقاتی که در قالب قرارداد در شرکت سهامی ذوب آهن اصفهان و شرکت فولاد مبارکه توسط مؤلفین انجام گردیده نیز بخشی از دستمایه نگارش این کتاب بوده است، لذا جا دارد از همکاری کلیه عزیزانی که در این تحقیقات ما را یاری نموده‌اند تشکر نماییم. بخصوص از همکارهای جناب آقای مهندس شهبازی معاونت تکنولوژی شرکت فولاد مبارکه و جناب آقای دکتر ایزدی مدیریت تحقیق و توسعه شرکت فولاد مبارکه و جناب آقای مهندس جولازاده مدیریت تحقیق و توسعه شرکت سهامی ذوب آهن اصفهان تشکر و قدردانی می‌شود.

ممکن است داده‌های برخی از جدولها و یا شکل‌های مراجع براساس واحدهای استاندارد نباشد که بدلیل اقتباس از مراجع تغییری در آنها ایجاد نشده است. امید است که مطالب این کتاب برای دانشجویان، پژوهشگران و صنعتگران آهن و فولاد مناسب و مفید واقع شود. البته هیچ کاری بدون ایراد نبوده و نقصهایی ممکن است در کتاب وجود داشته باشد. نویسندگان کتاب با آغوش باز و کمال رغبت، پذیرای انتقادات سازنده کلیه دانشجویان، استادان و پژوهشگران بوده تا با برطرف کردن نقصهای احتمالی و افزودن مطالب جدید و به روز، در جهت بهبود چاپهای بعدی کتاب، گام بردارند. در انتها از تلاشهای خانم مهندس کرباسی که زحمت آماده‌سازی و ویراستاری شکل‌های کتاب را به عهده داشتند و خانم مهندس پیرمردیان که کار تایپ قسمتهایی از کتاب را انجام دادند تشکر می‌گردد.

علی سعیدی

نادر ستوده

تابستان ۱۳۸۵

## فهرست مطالب

صفحه

عنوان

|    |   |
|----|---|
| ۱  | فصل ۱) کانی‌های آهن و ذخایر آن در جهان                              |
| ۱  | ۱-۱) مقدمه  |
| ۷  | ۲-۱) ساختمان و ترکیب اکسیدهای آهن                                   |
| ۹  | ۱-۲-۱) وستیت  |
| ۱۱ | ۲-۲-۱) مگنتیت   |
| ۱۲ | ۳-۲-۱) هماتیت   |
| ۱۴ | ۴-۲-۱) ایلمنیت  |
| ۱۴ | ۵-۲-۱) کانه‌های آبدار آهن (آکسیدهای آبدار)                          |
| ۱۵ | ۳-۱) کانه‌های کربناتی   |
| ۱۵ | ۴-۱) گروه سیلیکاتها   |
| ۱۵ | ۵-۱) گروه سولفورهای آهن   |
| ۱۶ | ۶-۱) ارزش کانه‌های آهن و عوامل موثر بر آن                           |
| ۱۷ | ۷-۱) ویژگی‌های شیمیایی تعیین کننده ارزش کانه‌های آهن                |
| ۱۹ | ۱-۷-۱) رطوبت و آب تبلور   |
| ۲۰ | ۲-۷-۱) بازیسته  |
| ۲۱ | ۳-۷-۱) نسبت آهن به سیلیس  |
| ۲۱ | ۴-۷-۱) احیاپذیری  |
| ۲۲ | ۸-۱) خصوصیات فیزیکی تعیین کننده ارزش کانه‌های آهن                   |
| ۲۳ | ۹-۱) آنالیز شیمیایی کانه‌های آهن و روش‌های بیان مقدار آهن درون کانه |
| ۲۵ | فصل ۲) بررسی احیاء اکسیدهای آهن از دیدگاه ترمودینامیک               |
| ۲۵ | ۱-۲) مقدمه  |
| ۳۱ | ۲-۲) عوامل احیا کننده اکسیدهای آهن                                  |
| ۳۱ | ۱-۲-۲) احیاء با گاز CO  |
| ۳۶ | ۱-۲-۲-۱) واکنش بودوارد  |

## فهرست مطالب

عنوان

صفحه

|    |  |
|----|--|
| ۲۸ | ..... سوختن کربن (۲-۱-۲-۲)   |
| ۳۹ | ..... Fe-C-O در سیستم بهره شیمیایی در سیستم (۳-۱-۲-۲)                        |
| ۴۱ | ..... سیستم Fe-O-H (احیاء با گاز $H_2$ ) (۲-۲-۲)                             |
| ۴۵ | ..... سیستم C-O-H (۳-۲)  |
| ۴۶ | ..... کربوره شدن آهن (۴-۲)   |
| ۴۷ | ..... تأثیر انواع ناخالصی بر شرایط احیاء اکسیدهای آهن (۵-۲)                  |
| ۵۱ | ..... فصل ۳ آماده کردن بار کوره بلند   |
| ۵۱ | ..... (۱-۳) مقدمه  |
| ۵۳ | ..... (۲-۳) مروری بر تاریخچه و روشهای آگلومراسیون و آماده سازی بار کوره بلند |
| ۵۴ | ..... (۳-۳) ارزیابی خصوصیات بار کوره بلند                                    |
| ۵۴ | ..... (۱-۳-۳) خواص فیزیکی بار کوره بلند                                      |
| ۵۵ | ..... (۱-۱-۳-۳) آزمایشهای تعیین استحکام سرد                                  |
| ۵۹ | ..... (۲-۱-۳-۳) تخلخل  |
| ۶۲ | ..... (۳-۱-۳-۳) فروپاشی ذرات در اثر حرارت                                    |
| ۶۳ | ..... (۴-۱-۳-۳) خردشوندگی در هنگام احیاء                                     |
| ۶۵ | ..... (۵-۱-۳-۳) استحکام فشاری گرم  |
| ۶۶ | ..... (۶-۱-۳-۳) تورم و تغییر حجم   |
| ۶۷ | ..... (۷-۱-۳-۳) خمیری شدن مواد در کوره بلند و تعیین محدوده دمای نرم شدن      |
| ۶۹ | ..... (۸-۱-۳-۳) نفوذپذیری گرم در شرایط احیا کننده و تحت فشار                 |
| ۷۰ | ..... (۲-۳-۳) احیاپذیری  |
| ۷۱ | ..... (۱-۲-۳-۳) روش لیندر  |
| ۷۳ | ..... (۲-۲-۳-۳) آزمایش گاکوشین   |
| ۷۵ | ..... (۳-۲-۳-۳) روش ورین دوپچر ایزن هیوتن لویته (VDE)                        |

## فهرست مطالب

عنوان

صفحه

|     |   |
|-----|---|
| ۷۷  | ..... (۴-۲-۳-۳) شاخص خرد شدن در هنگام احیاء (RDI)                 |
| ۷۸  | ..... (۴-۳) کک کوره بلند  |
| ۸۱  | ..... (۱-۴-۳) خصوصیات شیمیایی کک                                  |
| ۸۲  | ..... (۲-۴-۳) خصوصیات فیزیکی کک                                   |
| ۸۵  | ..... (۳-۴-۳) خواص حرارتی کک                                      |
| ۸۷  | ..... (۵-۳) سایر سوختها   |
| ۹۰  | ..... (۶-۳) هوای دم   |
| ۹۵  | ..... (۷-۳) خشته سازی   |
| ۹۷  | ..... (۸-۳) کرووی کردن  |
| ۹۹  | ..... (۹-۳) اکستروژن در خلأ                                       |
| ۹۹  | ..... (۱۰-۳) روشهای پیشرفته آگلومراسیون                           |
| ۱۰۳ | ..... (۱۱-۳) روش کلوخه سازی                                       |
| ۱۰۶ | ..... (۱-۱۱-۳) مواد خام مورد مصرف در کلوخه سازی و تأثیر آنها      |
| ۱۲۰ | ..... (۲-۱۱-۳) آماده کردن اجزاء بار کلوخه و شارژ به دستگاه        |
| ۱۲۴ | ..... (۱-۲-۱۱-۳) شارژ کردن مواد به ماشین کلوخه سازی               |
| ۱۲۸ | ..... (۲-۲-۱۱-۳) دستگاههای کلوخه سازی                             |
| ۱۳۱ | ..... (۳-۲-۱۱-۳) مشتعل کردن کلوخه                                 |
| ۱۳۴ | ..... (۴-۲-۱۱-۳) پیشگرم کردن شارژ کلوخه سازی                      |
| ۱۳۴ | ..... (۳-۱۱-۳) روشهای صرفه جویی در سوخت جامد                      |
| ۱۳۵ | ..... (۴-۱۱-۳) بررسی پدیده انتقال حرارت در کلوخه سازی             |
| ۱۴۱ | ..... (۱-۴-۱۱-۳) تأثیر آب و کرناتها بر انتقال حرارت               |
| ۱۴۴ | ..... (۲-۴-۱۱-۳) بررسی جریان هوا و گاز از میان بستر کلوخه         |
| ۱۴۸ | ..... (۵-۱۱-۳) بررسی مراحل کلوخه شدن و تغییرات حرارتی             |
| ۱۵۳ | ..... (۱-۵-۱۱-۳) بررسی کلوخه آماده از نظر حرارتی و ناحیه پخته شدن |

## فهرست مطالب

عنوان

صفحه

- ۱۰۴ ..... بررسی سیستم سه تایی  $\text{CaO-SiO}_2\text{-FeO}$  و تعادل در کلوخه سازی ..... ۱۱-۳-۶
- ۱۶۲ ..... اثر بازیسته بر کیفیت کلوخه تولیدی ..... ۱۱-۳-۶-۱
- ۱۶۶ ..... اثر  $\text{FeO}$  بر کیفیت کلوخه تولیدی ..... ۱۱-۳-۶-۲
- ۱۶۸ ..... بررسی فعل و انفعالات شیمیایی در کلوخه سازی ..... ۱۱-۳-۷
- ۱۷۹ ..... دانه بندی و تفکیک محصولات کلوخه سازی (عملیات تکمیلی) ..... ۱۱-۳-۸
- ۱۸۶ ..... بررسی خصوصیات مؤثر در فرآیند کلوخه سازی و کیفیت کلوخه ..... ۱۱-۳-۹
- ۱۹۸ ..... کنترل کیفیت کلوخه در شرکتهای مختلف ..... ۱۱-۳-۱۰
- ۲۰۱ ..... ایجاد مناسب ترین فاز برای احیا پذیری ..... ۱۱-۳-۱۱
- ۲۰۳ ..... گندله سازی ..... ۱۲-۳-۱
- ۲۱۵ ..... ساز و کار اتصال ذرات و نظریه های تشکیل گندله ..... ۱۲-۳-۱
- ۲۱۸ ..... بررسی نظریه تشکیل گندله از مجموعه ذرات هم شکل و هم اندازه ..... ۱۲-۳-۲
- ۲۲۴ ..... تولید صنعتی گندله خام ..... ۱۲-۳-۳
- ۲۲۵ ..... تولید گندله با دیسک گندله سازی ..... ۱۲-۳-۱
- ۲۲۸ ..... تولید گندله خام در استوانه دوار ..... ۱۲-۳-۲
- ۲۳۰ ..... فرآیند پخت گندله ..... ۱۲-۳-۴
- ۲۳۰ ..... خشک کردن گندله خام ..... ۱۲-۳-۴-۱
- ۲۳۶ ..... پیشگرم کردن و پختن گندله ..... ۱۲-۳-۴-۲
- ۲۳۷ ..... تغییرات فیزیکی و شیمیایی گندله و ساز و کار سخت شدن ..... ۱۲-۳-۵
- ۲۴۱ ..... بررسی کیفیت گندله و عملکرد آن هنگام احیاء ..... ۱۲-۳-۶
- ۲۴۳ ..... خصوصیت های مؤثر بر کیفیت گندله هنگام احیاء ..... ۱۲-۳-۶-۱
- ۲۴۷ ..... روش های بهبود کیفیت گندله هنگام احیاء ..... ۱۲-۳-۶-۲
- ۲۵۰ ..... ماشین های پخت گندله ..... ۱۲-۳-۷

## فهرست مطالب

صفحه

عنوان

|                                |  |
|--------------------------------|--|
| ۲۶۰.....                       | ۱۳-۳) آگلومراسیون مخلوط‌های سوختی.....               |
| ۲۶۰.....                       | ۱۴-۳) آگلومره مرکب.....                              |
| ۲۶۱.....                       | ۱۵-۳) جمع‌بندی نهایی فرآیندهای آگلومراسیون.....      |
| فصل ۴) تکنولوژی کوره بلند..... |  |
| ۲۶۵.....                       | ۱-۴) تأسیسات و تجهیزات کوره بلند.....                |
| ۲۷۱.....                       | ۱-۱-۴) پی‌ها و ستونهای نگهدارنده کوره بلند.....      |
| ۲۷۳.....                       | ۲-۱-۴) بوته کوره بلند.....                           |
| ۲۷۷.....                       | ۳-۱-۴) شکم کوره بلند.....                            |
| ۲۷۹.....                       | ۴-۱-۴) بدنه یا تنوره کوره بلند.....                  |
| ۲۸۱.....                       | ۱-۴-۱-۴) حجم مفید کوره بلند.....                     |
| ۲۸۱.....                       | ۲-۴-۱-۴) حجم مخصوص کوره بلند.....                    |
| ۲۸۲.....                       | ۳-۴-۱-۴) روابط تجربی برای تعیین ابعاد کوره بلند..... |
| ۲۸۴.....                       | ۵-۱-۴) ناحیه احتراق و لوله‌های دم.....               |
| ۲۸۷.....                       | ۲-۴) دهانه کوره بلند و تجهیزات بارگیری.....          |
| ۲۹۰.....                       | ۱-۲-۴) اسکوپ.....                                    |
| ۲۹۳.....                       | ۲-۲-۴) بیل مکانیکی.....                              |
| ۲۹۴.....                       | ۳-۲-۴) نوار نقاله.....                               |
| ۲۹۵.....                       | ۳-۴) سیستمهای تولیدکننده هوای گرم در کوره بلند.....  |
| ۲۹۷.....                       | ۱-۳-۴) برجهای گرم‌کننده هوا.....                     |
| ۳۰۰.....                       | ۱-۱-۳-۴) سقف برجهای گرم‌کننده هوا.....               |
| ۳۰۱.....                       | ۲-۱-۳-۴) ابعاد برج‌های گرم‌کننده هوا.....            |

## فهرست مطالب

صفحه

عنوان

|     |  |
|-----|--|
| ۳۰۶ | ..... (۴-۴) شستشو و تصفیه گاز کوره بلند                  |
| ۳۰۷ | ..... (۱-۴-۴) دستگاههای تصفیه گاز                        |
| ۳۱۶ | ..... (۵-۴) منطقه تخلیه مذاب و تجهیزات آن                |
| ۳۱۶ | ..... (۱-۵-۴) بستن مجرای خروج مذاب                       |
| ۳۱۷ | ..... (۲-۵-۴) باز کردن مجرای چدن خام مذاب                |
| ۳۲۰ | ..... (۶-۴) خنک کردن کوره بلند                           |
| ۳۲۱ | ..... (۷-۴) نسوز کوره بلند                               |
| ۳۲۱ | ..... (۱-۷-۴) علل تخریب نسوزهای کوره بلند                |
| ۳۲۴ | ..... (۲-۷-۴) خصوصیات نسوز مناطق مختلف کوره بلند         |
| ۳۳۸ | ..... (۳-۷-۴) نسوز برجهای گرم کننده هوا                  |
| ۳۴۵ | ..... فصل ۵) فرآیند ذوب و احیاء در کوره بلند             |
| ۳۴۵ | ..... (۱-۵) مقدمه  |
| ۳۴۷ | ..... (۲-۵) واکنشهای منطقه بالایی کوره بلند (پیشگرم)     |
| ۳۴۸ | ..... (۱-۲-۵) تجزیه کربناتهای فلزی                       |
| ۳۵۰ | ..... (۲-۲-۵) تبخیر رطوبت و آب مولکولی                   |
| ۳۵۰ | ..... (۳-۲-۵) واکنش رسوب کربن                            |
| ۳۵۱ | ..... (۴-۲-۵) احیاء اکسیدهای آهن                         |
| ۳۵۲ | ..... (۳-۵) واکنشهای منطقی میانی (منطقه احیاء غیرمستقیم) |
| ۳۵۳ | ..... (۱-۳-۵) واکنش احیاء مستقیم و غیرمستقیم             |
| ۳۵۳ | ..... (۲-۳-۵) واکنش گاز-آب                               |
| ۳۵۴ | ..... (۳-۳-۵) کربوره شدن آهن                             |

## فهرست مطالب

صفحه

عنوان

|          |   |
|----------|---|
| ۳۵۵..... | (۴-۵) واکنش‌های منطقه پایین کوره بلند.....                                |
| ۳۵۶..... | (۱-۴-۵) کلسینه شدن سنگ آهک.....   |
| ۳۵۸..... | (۲-۴-۵) احیاء ترکیبات احیاء نشده آهن.....                                 |
| ۳۵۹..... | (۳-۴-۵) احیاء سیلیس.....  |
| ۳۶۴..... | (۴-۴-۵) احیاء منگنز.....  |
| ۳۶۹..... | (۵-۴-۵) احیاء فسفر.....   |
| ۳۷۰..... | (۶-۴-۵) احیاء سایر عناصر.....   |
| ۳۷۱..... | (۱-۶-۴-۵) احیاء روی.....  |
| ۳۷۲..... | (۲-۶-۴-۵) احیاء سرب.....  |
| ۳۷۲..... | (۳-۶-۴-۵) کرم.....  |
| ۳۷۴..... | (۴-۶-۴-۵) تیتانیم.....  |
| ۳۷۶..... | (۵-۶-۴-۵) آلومینیم.....   |
| ۳۷۶..... | (۶-۶-۴-۵) کلسیم و منیزیم.....   |
| ۳۷۷..... | (۷-۴-۵) کربوره شدن آهن در ناحیه پایین کوره بلند.....                      |
| ۳۷۸..... | (۵-۵) گوگردزدایی.....   |
| ۳۸۲..... | (۱-۵-۵) اصول گوگردزدایی در کوره بلند.....                                 |
| ۳۸۸..... | (۱-۱-۵-۵) اثر سایر عناصر بر گوگردزدایی توسط اکسید کلسیم در کوره بلند..... |
| ۳۹۲..... | (۲-۵-۵) واکنش‌های گوگرد در تنوره کوره بلند.....                           |
| ۳۹۲..... | (۳-۵-۵) واکنش‌های گوگرد در ناحیه شکم کوره بلند.....                       |
| ۳۹۴..... | (۴-۵-۵) واکنش‌های گوگرد در ناحیه بوته کوره بلند.....                      |
| ۳۹۴..... | (۱-۴-۵-۵) سرعت واکنش گوگرد با سرباره.....                                 |
| ۳۹۶..... | (۲-۴-۵-۵) ترکیب شیمیایی سرباره.....                                       |
| ۳۹۷..... | (۳-۴-۵-۵) توان گوگرد، حجم سرباره و بازیسته سرباره.....                    |
| ۳۹۸..... | (۴-۴-۵-۵) ترکیب شیمیایی فلز مذاب.....                                     |

## فهرست مطالب

عنوان

صفحه

|     |  |
|-----|--|
| ۳۹۸ | ۶-۵ کنترل مقدار گوگرد مذاب   |
| ۴۰۰ | ۷-۵ گوگردزدایی خارج از کوره بلند   |
| ۴۰۴ | ۱-۷-۵ گوگردزدایی با خاکستر سودا ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) یا سود سوزآور ( $\text{NaOH}$ ) |
| ۴۰۵ | ۲-۷-۵ گوگردزدایی با آهک  |
| ۴۰۶ | ۳-۷-۵ گوگردزدایی با کاربید کلسیم   |
| ۴۰۷ | ۴-۷-۵ گوگردزدایی با منیزیم   |
| ۴۰۷ | ۸-۵ بازده کوره بلند  |
| ۴۰۸ | ۹-۵ دانه‌بندی بار کوره بلند و تأثیر آن بر نفوذپذیری و سرعت احیاء                             |
| ۴۱۶ | ۱-۹-۵ تعیین حد بالایی اندازه ذرات کانه آهن   |
| ۴۱۷ | ۲-۹-۵ تعیین حد پایینی اندازه ذرات بار  |
| ۴۲۱ | ۱۰-۵ اثر افزایش فشار در بالای کوره بلند  |
| ۴۲۲ | ۱۱-۵ بررسی وضعیت متصاعد شدن گازها در تنوره کوره بلند   |
| ۴۲۵ | ۱۲-۵ توازن انرژی و مواد در کوره بلند   |
| ۴۲۹ | پیوست ۱  |
| ۴۳۷ | مراجع  |



# فصل ۱

## کانی‌های آهن و ذخایر آن در جهان

### ۱-۱) مقدمه

آهن یکی از عناصر فراوان و پراکنده در پوسته زمین است بطوریکه تقریباً ۴ درصد پوسته زمین از آهن تشکیل شده است [۱،۲]. آهن بصورت خالص در طبیعت یافت نمی‌شود بلکه بصورت ترکیبات مختلف در اکثر نقاط دنیا وجود دارد. بیشتر آهن موجود در طبیعت بدلیل موقعیت جغرافیایی در دسترس نمی‌باشد و یا ترکیب شیمیایی، عیار آهن و ناخالصیهای همراه آن بصورتی است که قابلیت استفاده در کارخانه‌های آهن‌سازی کنونی را ندارد. سنگ آهن یا کانه آهن اصطلاحاً به موادی اطلاق می‌شود که در مکان و زمان خاص بطور اقتصادی قابل استفاده برای استخراج آهن باشند. همچنین عیار آهن، نوع و مقدار ناخالصیهای آن در حدی باشد که امکان استحصال آهن بصورت اقتصادی موجود باشد. عوامل متعددی در اقتصادی بودن یک کانسار موثر است و این موضوع عمدتاً به شرایط محلی و دانش فنی که برای استخراج بکار می‌رود، مربوط می‌شود. مثلاً در فرانسه تا اواسط دهه ۱۹۸۰ میلادی سنگ آهن با عیار کمتر از ۳۵-۳۰ درصد آهن استخراج و بهره‌برداری می‌شد و یا در آلاباما از کانی‌های با ۳۷٪ آهن استفاده می‌شد. حال آنکه در

نقاط دیگر دنیا کانی‌های با کمتر از ۵۰٪ آهن را اقتصادی نمی‌دانند و چنین کانه‌هایی را ابتدا تغلیظ می‌کنند تا عیار آن به بیش از ۵۰٪ برسد. کانساری که در حال حاضر غیراقتصادی می‌باشد ممکن است در آینده مورد بهره‌برداری واقع شود. ذخایر شناخته شده آهن در مهمترین کشورهای دنیا در جدول (۱-۱) نشان داده شده است. طبق جدول، برآورد سنگ آهن در هر منطقه را می‌توان به دو بخش تقسیم کرد. یکی کانسارهای سنگ آهن که کارهای اکتشافی و زمین‌شناسی کافی بر روی آنها انجام شده و با شرایط و دانش فنی فعلی بهره‌برداری از آنها اقتصادی است که در جدول به نام ذخایر اندازه‌گیری شده آهن نامگذاری شده است و دیگری پتانسیل‌ها یا منابع آهن موجود در هر ناحیه که برای بهره‌برداری از آنها نیاز به کارهای اکتشافی بیشتر و دانش فنی مناسب‌تر است و ممکن است در آینده از نظر اقتصادی قابل استخراج باشند. مجموع ذخایر و منابع سنگ آهن جهان در حدود ۷۵۰ میلیارد تن برآورد شده است. از این مقدار حدود ۲۵۰ میلیارد تن آن ذخایر قابل استخراج می‌باشد و در حال حاضر الویت‌های اقتصادی استخراج سنگ آهن در جهان بر روی ۱۶۰ میلیارد تن از این ذخایر متمرکز شده است [۲]. کشورهای آمریکای جنوبی بزرگترین صادرکننده سنگ آهن بوده و صادرات آنها به ۱۲۰ تا ۱۳۰ میلیون تن در سال می‌رسد. پس از آنها استرالیا با ۸۰ تا ۹۰ میلیون تن در سال، روسیه با صادر کردن ۴۰ تا ۴۵ میلیون تن، کانادا و هندوستان هر کدام با صادرات حدود ۲۸ تا ۳۰ میلیون تن سنگ آهن در سال قرار دارند. عمده کشورهای واردکننده سنگ آهن، ژاپن، کره و کشورهای اروپایی (بجز سوئد) می‌باشند. ژاپن سالانه در حدود ۱۰۰ میلیون تن سنگ آهن وارد می‌کند [۳].

کشور ایران از نظر ذخایر سنگ آهن نسبتاً غنی می‌باشد. مجموع کل ذخایر و منابع آهن ایران بیش از ۳ میلیارد تن برآورد شده است که حداقل نیمی از آنها را ذخایر اکتشاف شده تشکیل می‌دهد. در تمام نقاط کشور کانسارهای آهنی دیده می‌شود اما تعداد محدودی از آنها مورد اکتشاف قرار گرفته است. نواحی مهم سنگ آهن ایران عبارتند از: منطقه بافق (معادن چغارت، چادرملو، سه‌چاهون)، منطقه کرمان (معدن گل‌گهر)، منطقه خراسان (معدن سنگان) و منطقه اصفهان - اراک (معدن شمس‌آباد) [۲، ۳، ۴]. جدول (۱-۲) میزان ذخیره قطعی و احتمالی سنگ آهن معادن مختلف ایران را نشان می‌دهد.

ترکیب شیمیایی برخی از مهمترین معادن سنگ آهن کشور در جدول (۳-۱) آمده است. تعدادی معدن سنگ آهن خصوصی با ذخیره در حدود یک میلیون تن و یا بیشتر در کشور وجود دارد که اطلاعات دقیقی از ترکیب شیمیایی و خصوصیات آنها در مراجع موجود نیست. در پژوهشی که با همکاری شرکت فولاد مبارکه به منظور شناخت هرچه بیشتر این معادن انجام شد، آنالیز شیمیایی تعدادی از آنها تعیین و نتایج مربوطه در جدول (۴-۱) آمده است [۵].

جدول ۱-۱: ذخایر شناخته شده آهن در کشورهای مختلف دنیا (مقادیر بر حسب میلیون تن است) [۳]

| مقدار کانه آهن دار    |                       | مقدار آهن درون کانه   |                       |               |
|-----------------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------|---------------|
| ذخایر اندازه گیری شده | پتانسیل های آهن موجود | ذخایر اندازه گیری شده | پتانسیل های آهن موجود | کشور          |
| ۱۸۰۰۰                 | ۳۲۲۰۰                 | ۱۱۲۵۰                 | ۲۰۱۰۰                 | استرالیا      |
| ۱۱۰۰۰                 | ۱۷۰۰۰                 | ۶۵۰۰                  | ۱۰۰۰۰                 | برزیل         |
| ۱۲۰۰۰                 | ۲۶۰۰۰                 | ۴۶۰۰                  | ۱۰۰۰۰                 | کانادا        |
| ۲۵۰۰۰                 | ۴۹۷۰۰                 | ۷۵۰۰                  | ۱۴۹۰۰                 | چین           |
| ۵۴۰۰                  | ۱۲۰۰۰                 | ۳۳۰۰                  | ۶۳۰۰                  | هندوستان      |
| ۷۶۰۰                  | ۹۳۰۰                  | ۲۸۰۰                  | ۳۵۰۰                  | قزاقستان      |
| ۹۰۰                   | ۱۶۰۰                  | ۵۰۰                   | ۸۰۰                   | لیبریا        |
| ۴۰۰                   | ۷۰۰                   | ۲۰۰                   | ۳۰۰                   | موریتانی      |
| ۳۴۳۰۰                 | ۴۲۰۰۰                 | ۱۲۷۰۰                 | ۱۵۶۰۰                 | روسیه         |
| ۴۰۰۰                  | ۹۳۰۰                  | ۲۵۰۰                  | ۵۹۰۰                  | آفریقای جنوبی |
| ۲۱۸۰۰                 | ۲۷۰۰۰                 | ۸۰۰۰                  | ۱۰۰۰۰                 | اکراین        |
| ۱۶۰۰۰                 | ۲۵۰۰۰                 | ۳۸۰۰                  | ۶۰۰۰                  | آمریکا        |
| ۷۴۰۰                  | ۱۶۰۰۰                 | ۲۳۰۰                  | ۶۳۰۰                  | سایر نقاط     |

جدول ۱-۲: ذخایر فطری و احتمالی و وضعیت معادن سنگ آهن ایران (ارقام بر حسب میلیون تن) [۴]

| باقیمانده ذخایر تا سال ۱۳۷۷  |            |               |            |             | نام معدن                            | مرحله          | نام ناحیه    |
|------------------------------|------------|---------------|------------|-------------|-------------------------------------|----------------|--------------|
| کل ذخایر<br>A+B+C1+<br>C2+C3 | ممکن<br>C3 | احتمالی<br>C2 | قطعی<br>C1 | قطعی<br>A+B |                                     |                |              |
| ۱۱۶/۶                        | -          | ۱/۱           | ۲۸/۱       | ۸۷/۴        | چغارت                               | بهره برداری    | ناحیه بافق   |
| ۳۸۷                          | -          | ۲/۵           | ۴۹         | ۳۳۵/۵       | چادرملو                             |                |              |
| ۲۱۹/۹                        | ۸۶/۶       | ۵۲            | ۳۲/۵       | ۴۸/۸        | سه چاهون                            | تجهیز          |              |
| ۲۴۱/۵۶                       | ۴۲         | ۱۶/۹۶         | ۱۸۲/۶      | -           | زرتند                               | اکتشاف         |              |
| ۱۰۱/۶۴                       | ۲/۲        | ۱۰/۸۷         | ۸۱/۶۸      | ۶/۸۹        | چاه گز                              | تفضیلی         |              |
| ۲۶۹/۹                        | ۳۲/۷۱      | ۲۳۷/۱۹        | -          | -           | آنومالی شمالی                       | اکتشاف مقدماتی |              |
| ۲۰                           | ۵/۵۲       | ۱۴/۴۸         | -          | -           | ناریگان ۲                           |                |              |
| ۷/۲۸                         | ۲/۵        | ۴/۷۸          | -          | -           | ناریگان ۱                           |                |              |
| ۱۸۰                          | ۱۸۰        | -             | -          | -           | ساغند                               | پی جویی        |              |
| ۲۰                           | ۲۰         | -             | -          | -           | میتدوان                             |                |              |
| ۳۰                           | ۳۰         | -             | -          | -           | شیطور                               |                |              |
| ۱۰۰                          | ۱۰۰        | -             | -          | -           | آنومالی ۱۹                          |                | تفضیلی       |
| ۲۰                           | ۲۰         | -             | -          | -           | آنومالی ۱۲                          |                |              |
| جمع بافق                     |            |               |            |             | ۴۷۸/۵۹                              |                |              |
| ۱۷۱۳/۸۸                      | ۵۲۱/۵۳     | ۳۳۹/۸۸        | ۳۷۳/۸۸     | ۴۷۸/۵۹      | آنومالی ۱                           | تجهیز          | ناحیه گل گهر |
| ۱۹۴                          | ۱۶         | -             | ۱۷۸        | -           | آنومالی BI                          |                |              |
| -                            | -          | -             | -          | -           | آنومالی ۲                           |                |              |
| ۸۲                           | ۴۰         | -             | ۴۲         | -           | آنومالی ۳                           |                |              |
| ۶۹۰                          | -          | -             | ۶۹۰        | -           | آنومالی ۴                           |                |              |
| ۱۲                           | ۱۲         | -             | -          | -           | آنومالی ۵                           |                |              |
| ۴                            | ۴          | -             | -          | -           | آنومالی ۶                           | تفضیلی         |              |
| ۱۵۴                          | ۱۵۰        | ۴             | -          | -           |                                     |                |              |
| جمع گل گهر                   |            |               |            |             | ۹۱۰                                 |                |              |
| ۱۶۲                          | ۱۶۲        | -             | -          | -           | سایر مناطق (بندعباس، زنجان و همدان) |                |              |
| ۶۲۲                          | -          | ۳/۲           | ۳۲۰        | -           | اکتشاف تفضیلی سنگان                 |                |              |
| ۳۶۳۳/۸۸                      | ۹۰۵/۵۳     | ۶۴۵/۸۸        | ۱۶۰۳/۸۸    | ۴۷۸/۵۹      | جمع کل                              |                |              |

جدول ۱-۳: ترکیب شیمیایی مهمترین معادن سنگ آهن ایران [۲]

| نام معدن           | FeO    | کوکورد    | MgO   | CaO   | منگنز | TiO <sub>2</sub> | فسفر      | آلومین | سیلیس | آهن<br>کل |
|--------------------|--------|-----------|-------|-------|-------|------------------|-----------|--------|-------|-----------|
| چادرملو            | ۱۲/۸۴۳ | ۰/۰۳۶     | ۰/۱۲۹ | ۰/۲۴۹ | ۰/۰۲۲ | ۰/۲۶۳            | ۰/۰۵      | ۰/۲۱۵  | ۱/۸   | ۶۷/۹۷۵    |
| گل گهر             | -      | ۰/۸۵      | ۴/۴۳  | ۳/۷۳  | -     | -                | ۰/۰۴      | ۱/۰۴   | ۷/۵۵  | ۵۵/۵      |
| چفارت<br>(کم فسفر) | -      | ۰/۰۵-۰/۰۶ | ۱/۶۷  | ۱/۶   | -     | ۱/۱۲             | ۰/۰۵-۰/۰۶ | ۰/۶۴   | ۴/۹   | ۶۰-۶۱     |

جدول ۱-۴: ترکیب شیمیایی برخی از معادن سنگ آهن خصوصی ایران [۵]

| نام معدن               | FeO    | کوکورد | MgO   | CaO   | منگنز | TiO <sub>2</sub> | فسفر  | آلومین | سیلیس | آهن<br>کل |
|------------------------|--------|--------|-------|-------|-------|------------------|-------|--------|-------|-----------|
| معدن باباعلی           | ۱۱/۳۵  | ۰/۰۹۳  | ۰/۴۳  | ۰/۳   | ۰/۱۱  | ۰/۱۵             | ۰/۱۳  | ۱/۵۷   | ۵/۱۵  | ۶۲/۸۳     |
| معدن کلالی             | ۱۶/۰۹  | ۰/۱۰۹  | ۱/۲۹  | ۲/۳۴  | ۰/۱۵  | ۰/۱۴             | ۰/۰۱  | ۲/۱۴   | ۶/۸۹  | ۶۰/۰۴     |
| معدن آهنگران           | ۲/۱۵   | ۰/۰۲۴  | ۰/۴۱  | ۰/۳۷  | ۳/۹۶  | ۰/۰۳             | ۰/۰۰۱ | ۰/۴۷   | ۴/۳۳  | ۶۳/۲۳     |
| معدن شهرک              | ۱۲/۸۶۵ | ۰/۰۴۱  | ۱/۸   | ۰/۲۲۵ | ۰/۲۲  | ۰/۰۷             | ۰/۰۵  | ۱/۰۲۵  | ۲/۰۳  | ۶۳/۴      |
| معدن<br>چهارسوپیرزن    | -      | ۰/۰۰۴  | ۰/۱   | ۶     | ۳/۴   | ۰/۰۰۳            | ۰/۰۳  | ۰/۳۱   | ۱/۷۲  | ۶۲        |
| معدن همانیت<br>ده زمان | ۰/۱۷   | ۰/۰۰۲  | -     | ۰/۱۱  | ۰/۱۵  | ۰/۰۳             | ۰/۰۶  | ۰/۶۹   | ۵/۱   | ۶۵/۷      |
| معدن نیزار<br>نیشابور  | ۱/۳    | ۰/۱۹۵  | -     | ۰/۶۹  | ۰/۲۵  | ۰/۱۴             | ۰/۰۳  | ۳      | ۱۶    | ۵۵/۴      |
| معدن رباط<br>پشت بادم  | ۱/۵۷   | ۰/۰۱۵  | ۰/۳۲  | ۲/۷   | ۰/۰۵  | ۰/۱              | ۰/۰۵  | ۰/۴    | ۱     | ۶۷        |
| معدن ده زمان           | ۲/۴۴   | ۰/۰۱۴  | ۰/۱۷  | ۲/۴۱  | ۰/۰۳  | ۰/۱۲             | ۰/۱۲  | ۰/۲۹   | ۰/۵۶  | ۶۷/۳۲     |
| معدن شاه بلاغ          | ۱۳/۱۹  | ۰/۰۱۷  | ۰/۰۲۴ | ۱/۶۶  | ۰/۰۶  | ۰/۰۱             | ۰/۰۴  | ۰/۲۹   | ۹/۰۹  | ۶۲/۱۲     |
| معدن شمس<br>آباد اراک  | -      | ۰/۰۱۵  | ۰/۴۸  | ۱     | ۴     | ۰/۰۶             | ۰/۱۶  | ۰/۳۷   | ۸/۵   | ۵۴        |
| معدن تنگه زاغ          | ۰/۴۱۵  | ۰/۳۹   | -     | ۰/۵۱  | ۰/۰۳۵ | ۰/۰۹             | ۰/۳۱  | ۰/۷۹   | ۹/۹   | ۶۱/۸۲     |

کانی‌های آهن را از نظر ترکیب شیمیایی می‌توان به گروه‌هایی شامل اکسیدها، کربنات‌ها، سیلیکات‌ها و سولفورها تقسیم کرد که مشخصات هر گروه بطور مختصر در جدول (۵-۱) آمده است.

جدول ۵-۱: مشخصات فیزیکی و شیمیایی مهمترین کانی‌های آهن [۱،۲،۳]

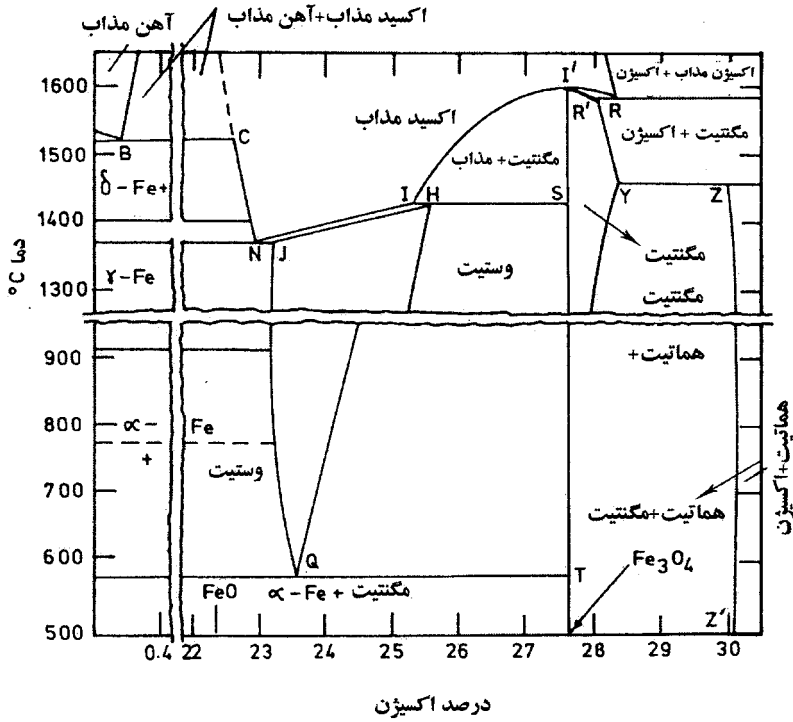
| ملاحظات             | رنگ                      | سختی (موس) | وزن مخصوص g/cc | درصد آهن در کانی خالص | ترکیب شیمیایی                    | نوع کانی                   |
|---------------------|--------------------------|------------|----------------|-----------------------|----------------------------------|----------------------------|
| خاصیت مغناطیسی قوی  | سیاه                     | ۶/۵ - ۵/۵  | ۵/۳ - ۴/۹      | ۷۲/۴                  | Fe <sub>۳</sub> O <sub>۴</sub>   | مگنتیت                     |
| فاقد خاصیت مغناطیسی | قرمز تا قهوه‌ای          | ۶ - ۵      | ۵/۳ - ۵        | ۷۰                    | Fe <sub>۲</sub> O <sub>۳</sub>   | هماتیت                     |
| -                   | زرد تا قهوه‌ای           | ۵/۵ - ۴/۵  | ۴/۴ - ۴        | ۶۲/۹                  | α-FeO(OH)                        | گوئیت <sup>۱</sup>         |
| -                   | زرد تا قهوه‌ای           | ۵          | ۴              | ۶۲/۹                  | γ-FeO(OH)                        | لیپیدو کروسیت <sup>۲</sup> |
| -                   | زرد تا قهوه‌ای           | ۴ - ۱      | ۲/۷ - ۰/۷۵     | -                     | FeO(OH).nH <sub>۲</sub> O        | لیمونیت <sup>۳</sup>       |
| -                   | سیاه                     | ۴ - ۲      | ۴/۷ - ۴/۲      | ۵۰ تا ۴۰              | -                                | تورگیت <sup>۴</sup>        |
| -                   | قهوه‌ای روشن تا تیره     | ۴/۵ - ۳/۵  | ۳/۹ - ۳/۸      | ۴۳/۸                  | FeCO <sub>۳</sub>                | سیدریت <sup>۵</sup>        |
| -                   | زرد برنجی تا زرد قهوه‌ای | ۶/۵ - ۶    | ۵/۲ - ۴/۹      | ۴۶/۶                  | FeS <sub>۲</sub>                 | پیریت                      |
| خاصیت مغناطیسی دارد | زرد برنجی تا زرد قهوه‌ای | ۴          | ۴/۷ تا ۴/۵     | ۶۱ تا ۶۰              | Fe <sub>۱-x</sub> S              | پیروتیت <sup>۶</sup>       |
| -                   | سبز تیره - زرد           | ۶/۵ - ۶    | ۴/۳۵ - ۴       | ۵۵                    | ۲FeO.SiO <sub>۲</sub>            | فایالیت <sup>۷</sup>       |
| خاصیت مغناطیسی دارد | خاکستری                  | ۶ تا ۵     | ۴/۷۲           | ۳۶/۸                  | FeTiO <sub>۳</sub>               | ایلمنیت <sup>۸</sup>       |
| -                   | سیاه                     | ۷/۵ - ۵/۵  | ۴/۸ - ۴        | متغیر                 | FeCr <sub>۲</sub> O <sub>۴</sub> | کرومیت                     |

- 1- Goethite
- 2- Lepidocrocite
- 3- Limonite
- 4- Turgite (a mixture of Goethite and Hematite)
- 5- Siderite
- 6- Pyrrhotite
- 7- Fayalite
- 8- Ilmenite

با توجه به جدول (۱-۵) معلوم می‌شود کانی‌های دارای آهن بسیار متنوع می‌باشند ولی فقط تعداد محدودی از آنها که در ادامه بحث خواهد شد، ارزش اقتصادی دارند و عبارتی کانه آهن محسوب می‌شوند. بسیاری از کانیها ممکن است عیار آهن بالایی داشته باشد اما بعلت نوع ترکیب کانی بعنوان ماده اولیه آهن و فولاد قابل مصرف نمی‌باشد. مانند سیلیکات آهن (فایالیت) با آنکه عیار آهن آن ۰۵٪ است اما بعلت ترکیب سیلیکاتی آن که در روشهای متداول تولید آهن و فولاد غیر قابل احیاء می‌باشد، بعنوان کانی آهن قابل استفاده نمی‌باشد. همچنین وجود ترکیبات آرسنیک در کانه‌های آهن باعث آلودگی محیط زیست شده و در نتیجه کاربرد آنها را محدود می‌کند. از میان کانیهای ذکر شده در جدول (۱-۵) فقط کانیهای اکسیدی، اکسیدهای آبدار و سیدریت بعنوان ماده اولیه تولید آهن و فولاد اهمیت دارند. در برخی موارد با انجام عملیات تشویه بر روی کانیهای سولفیدی آهن و حذف گوگرد، از آنها در تولید آهن و فولاد استفاده می‌کنند.

## ۱-۲) ساختمان و ترکیب اکسیدهای آهن

اکسیدهای آهن از مهمترین انواع کانی‌های آهن بشمار می‌روند، زیرا دیگر کانی‌ها نیز قبل از احیاء باید بصورت اکسید در آیند، لذا شناخت مختصری از ساختمان اکسیدهای آهن ضروری است. سه نوع اکسید آهن به نام‌های هماتیت، مگنتیت و وستیت، شناسایی شده است. نمودار تعادلی دما - اکسیژن که محدوده پایداری این اکسیدها را در دماها و درصدهای مختلف اکسیژن در فشار کل یک اتمسفر نشان می‌دهد در شکل (۱-۱) آمده است. جدول (۱-۶) خصوصیات نقاط مختلف شکل (۱-۱) را که با حروف لاتین علامت گذاری شده است، نشان می‌دهد.



شکل ۱-۱: نمودار تعادلی دما - اکسیژن در فشار یک، اتمسفر و دماهای مختلف [۷-۹]

جدول ۱-۶: خصوصیات شیمیایی نقاط علامت گذاری شده در شکل (۱-۱) [۹]

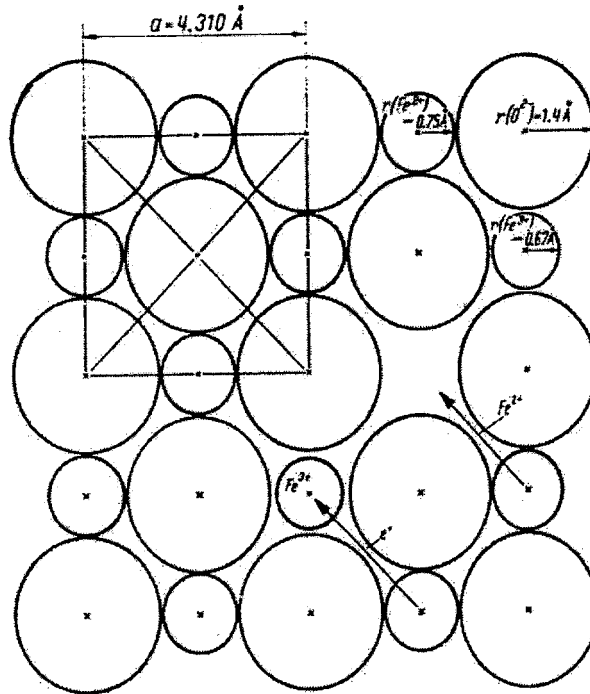
| نقطه | دما °C | PCO <sub>2</sub> /PCO | درصد اکسیژن |
|------|--------|-----------------------|-------------|
| A    | ۱۵۳۹   | -                     | -           |
| B    | ۱۵۲۸   | ۰/۲۰۹                 | ۰/۱۶        |
| C    | ۱۵۲۸   | ۰/۲۰۹                 | ۲۲/۶        |
| G    | ۱۴۰۰*  | ۰/۲۶۳                 | ۲۲/۸۴       |
| H    | ۱۴۲۴   | ۱۶/۲                  | ۲۵/۶        |
| I    | ۱۴۲۴   | ۱۶/۲                  | ۲۵/۳۱       |
| J    | ۱۳۷۱   | ۰/۲۸۲                 | ۲۳/۱۶       |
| L    | ۹۱۱*   | ۰/۴۴۷                 | ۲۳/۱        |
| N    | ۱۳۷۱   | ۰/۲۸۲                 | ۲۲/۹۱       |
| Q    | ۵۶۰    | ۱/۰۵                  | ۲۳/۲۶       |
| R    | ۱۵۸۳   | -                     | ۲۸/۳        |
| R'   | ۱۵۸۳   | -                     | ۲۸/۰۷       |
| S    | ۱۴۲۴   | ۱۶/۲                  | ۲۷/۶۴       |
| V    | ۱۵۹۷   | -                     | ۲۷/۶۴       |
| Y    | ۱۴۵۷   | -                     | ۲۸/۳۶       |
| Z    | ۱۴۵۷   | -                     | ۳۰/۰۴       |
| Z'   | -      | -                     | ۳۰/۰۶       |

(علامت \* مقادیر برای آهن خالص است)

۱-۲-۱) وستیت<sup>۱</sup>

وستیت در طبیعت وجود ندارد و بعنوان کانی آهن معرفی نمی‌شود اما چون در مراحل نهایی احیاء آهن تشکیل شده لذا شناخت خصوصیات آن برای درک درست فرآیند احیاء لازم است. اگر چه اغلب فرمول شیمیایی این اکسید را بصورت FeO

می‌نویسند ولی در واقع مقدار اکسیژن وستیت همیشه بیش از مقدار استوکیومتری است در نتیجه فرمول شیمیایی آن را می‌توان بصورت  $Fe_{1-x}O$  نوشت، شبکه کریستالی وستیت مکعبی (شبکه آن مانند شبکه کلرید سدیم است) می‌باشد که در آن شبکه آهن ناقص بوده و جاهای خالی در شبکه وجود دارد [۹]. جهت خنثی شدن شبکه لازم است به ازاء هر جای خالی آهن دو ظرفیتی، دو یون آهن سه ظرفیتی در شبکه وجود داشته باشد. مقدار  $X$  در فرمول شیمیایی وستیت بر حسب شرایط (مثلاً درجه حرارت) بین  $0/175$  تا  $0/05$  درصد تغییر می‌کند [۸-۶]. در شکل (۱-۲) صفحه (۱۰۰) شبکه وستیت نشان داده شده است. با افزایش درجه حرارت تعداد جاهای خالی در شبکه وستیت افزایش می‌یابد. بنابراین درصد اکسیژن و تعداد یونهای سه ظرفیتی نیز افزایش می‌یابد. در دمای  $1524$  درجه سانتیگراد در نقطه C نمودار پایداری اکسیدهای آهن (شکل ۱-۱) آهن مذاب اشباع از اکسیژن در تعادل با یک فاز مایع نامحلول اکسید آهن دو ظرفیتی است که حاوی  $22/6$  درصد اکسیژن است. دمای ذوب این اکسید با افزایش اکسیژن کاهش می‌یابد و در دمای  $1371$  درجه سانتیگراد که کمترین مقدار دمای ذوب را دارد، در تعادل با آهن آستنیت جامد اشباع از اکسیژن است. بعد از آن دمای ذوب اکسید آهن دو ظرفیتی با زیاد شدن مقدار اکسیژن افزایش می‌یابد. از شکل (۱-۱) مشخص می‌شود اکسید آهن دو ظرفیتی که حاوی  $22/6$  درصد اکسیژن است و بصورت FeO نشان داده می‌شود وجود خارجی ندارد. مقدار متوسط اکسیژن در محدوده دمایی  $600-1371$  درجه سانتیگراد برای وستیت اشباع از آهن، برابر  $23/2$  درصد است بنابراین، فرمول شیمیایی وستیت در این محدوده دمایی  $FeO_{0/95}$  یا  $FeO_{1/05}$  است. تنها برای راحتی محاسبات فرمول شیمیایی وستیت را بصورت FeO می‌نویسند [۷].



شکل ۱-۲: صفحه (۱۰۰) وستیت که در آن جای خالی یون آهن دو ظرفیتی و یونهای آهن سه ظرفیتی نشان داده شده است [۱۰].

### ۱-۲-۲) مگنتیت

فرمول شیمیایی مگنتیت  $Fe_3O_4$  است و در حالت خالص ۷۲/۳۶٪ آهن و ۲۷/۶۴٪ اکسیژن دارد. رنگ آن از خاکستری تیره تا سیاه تغییر می‌کند و وزن مخصوص آن بین ۵/۱۶ تا ۵/۱۸ می‌باشد. خاصیت مغناطیسی قوی این کانه باعث می‌شود که بتوان آن را به روش جداکننده مغناطیسی از مواد باطله جدا کرد اما با این کار سایر مینرالهای آهن که خاصیت مغناطیسی ندارند (از جمله هماتیت) همراه مواد باطله خارج می‌شوند. مگنتیت دارای شبکه کریستالی مکعبی و بصورت اسپینل با آهن دو و سه ظرفیتی است که فرمول آنرا می‌توان بصورت  $FeO \cdot Fe_2O_3$  نوشت [۸، ۷، ۶، ۳].

شبکه مگنتیت بسیار متراکم می‌باشد اما مانند شبکه وستیت ممکن است در آن جاهای خالی دیده شود. در دمای بالاتر از ۸۰۰ درجه سانتیگراد جاهای خالی آهن در شبکه مگنتیت بوجود می‌آید که با افزایش درجه حرارت زیاد می‌شود در نتیجه درصد اکسیژن

در آن بالا می‌رود. سنگ معدن مگنتیت معمولاً دارای ۵۰ تا ۶۹ درصد آهن بوده و مواد زاید آن عمدتاً سیلیس است و گاهی همراه با کانه روی می‌باشد. ناخالصی‌های مضر چون گوگرد یا فسفر ممکن است همراه این سنگ معدن باشد که برحسب مقدار آنها ارزش کانه کاهش می‌یابد. با توسعه روشهای آگلومراسیون و استفاده از کنسانتره مگنتیت حاصل از تغلیظ کانی‌های کم‌عیار، این سنگ معدن اهمیت زیادی بعنوان یکی از منابع آهن پیدا کرده است. مگنتیت دمای ذوب بالایی دارد (حدود ۱۵۹۷ درجه سانتیگراد) و در این دما حاوی ۲۷/۶۴ درصد اکسیژن است (نقطه V در نمودار (۱-۱)) [۷].

### ۱-۲-۳ هماتیت

هماتیت فرمول شیمیایی  $Fe_2O_3$  دارد و در حالت خالص ۶۹/۹۴ درصد آهن و ۳۰/۰۶ درصد اکسیژن دارد و رنگ آن ممکن است از خاکستری به قرمز تیره یا قرمز روشن تغییر کند. وزن مخصوص هماتیت ۵/۲۶ گرم بر سانتیمتر مکعب است و ممکن است بصورت کلوخه‌ای و خاکی یا کمپاکت و کریستالی موجود باشد. نوع بسیار خالص این کانه که بصورت خاکی و قرمز رنگ است و بنام گل اخرا خوانده می‌شود در جزیره هرمز در ایران وجود دارد [۲]. سنگ معدن هماتیت معمولاً دارای درجه خلوص بالا (۵۰ تا ۶۸ درصد آهن) بوده و عمدتاً همراه با مواد باطله سیلیسی است. احیایذیری این سنگ معدن برخلاف مگنتیت بسیار خوب است. اغلب اوقات این کانه حاوی مقدار کمی فسفر است. هماتیت در دمای ۱۴۵۷ درجه سانتیگراد و فشار اکسیژن یک اتمسفر به مگنتیت و آهن تجزیه می‌شود [۸]. فشار تجزیه اکسیدهای آهن در دماهای مختلف در جدول (۱-۷) و حرارت تشکیل آنها در جدول (۱-۸) آمده است. چون فشار تجزیه اکسیژن برای هماتیت زیاد است در نتیجه به آسانی در دماهای بالا، حتی در محیط‌های احیایی ضعیف، به مگنتیت تبدیل می‌شود. به همین دلیل هنگام کلوخه‌سازی کانه‌های آهن مقدار قابل توجهی از هماتیت به مگنتیت تبدیل شده سپس هنگام سرد شدن در دماهای پایین، محصول اکسید شده و به هماتیت تبدیل می‌شود که این ماده هماتیت ثانویه نام دارد [۷].

هرگاه در شبکه مگنتیت همه یونهای دو ظرفیتی آهن به سه ظرفیتی تبدیل شود بطوریکه فقط یون سه ظرفیتی و جاهای آهن در کنار اکسیژن موجود باشد در این صورت هماتیت ناپایدار (یا هماتیت  $\gamma$ ) تولید می‌شود. این ترکیب همانند مگنتیت، شبکه‌ای مکعبی

از نوع نمک طعام داشته و خاصیت فرومغناطیسی دارد. این اکسید در فرآیند تولید فولاد در حین دمش اکسیژن در کنورتور بصورت دود قهوه‌ای رنگ از دهانه کنورتور خارج می‌شود. هماتیت پایدار یا هماتیت  $\alpha$  دارای شبکه کریستالی هگزاگونال بوده و خاصیت مغناطیسی ندارد [۷].

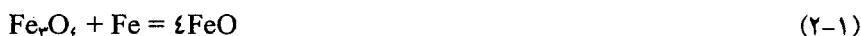
جدول ۱-۷: فشار تجزیه اکسیژن برای اکسیدهای آهن در دماهای مختلف (فشار برحسب اتمسفر) [۷]

| ۱۱۰۰°C               | ۱۲۰۰°C                | ۱۳۰۰°C               | ۱۴۰۰°C                | اکسیدهای آهن     |
|----------------------|-----------------------|----------------------|-----------------------|------------------|
| $5/2 \times 10^{-9}$ | $1/6 \times 10^{-3}$  | $1/4 \times 10^{-2}$ | $1/3 \times 10^{-1}$  | هماتیت به مگنتیت |
| $2 \times 10^{-11}$  | $8/4 \times 10^{-10}$ | $2/2 \times 10^{-8}$ | $3/7 \times 10^{-7}$  | مگنتیت به وستیت  |
| $6 \times 10^{-14}$  | $1/3 \times 10^{-12}$ | $2 \times 10^{-11}$  | $2/1 \times 10^{-10}$ | وستیت به آهن     |

جدول ۱-۸: حرارت تشکیل اکسیدهای آهن در دماهای مختلف (کیلوژول بر مول) [۷]

| ۲۹۸K      | ۱۰۰۰K    | ۱۲۰۰K    | نوع اکسید آهن |
|-----------|----------|----------|---------------|
| -۲۶۶/۸۲   | -۲۲۸/۸۷  | -۲۱۷/۳۲۷ | وستیت         |
| -۱۱۱۸/۴۳۶ | -۹۷۳/۴۵۳ | -۹۳۳/۲۸۵ | مگنتیت        |
| -۸۲۵/۵۴۲  | -۷۲۴/۹۵۴ | -۹۶۹/۲۵  | هماتیت        |

نوع شبکه‌های بلوری در فرآیند احیاء اهمیت زیادی دارد. بعنوان مثال احیاء کانه مگنتیت به علت دارا بودن شبکه کریستالی متراکم مشکل است زیرا در موقع احیاء قشر خارجی کانه ابتدا به قشر متراکم وستیت تبدیل می‌شود پس از مدتی در اثر احیاء قسمتی از وستیت، قشر متراکمی از آهن سطح وستیت را فرا گرفته و امکان نفوذ را کم می‌کند لذا سرعت احیاء بسیار کم می‌شود. هماتیت و مگنتیت در تماس با آهن بصورت واکنشهای (۱-۱) و (۲-۱) احیاء می‌شوند [۷]:



انبساط حجمی ایجاد شده هنگام احیاء هماتیت به مگنتیت در اثر تغییر ساختار از هگزاگونال به مکعبی باعث ایجاد تنش در شبکه و در نتیجه خلل و فرج، ترک و شیار می‌شود. در واقع احیاء هماتیت یک محصول حفره‌دار با مساحت سطحی زیاد تولید

می‌کند که عمل نفوذ گازها را تسهیل می‌کند. این مسئله علت سرعت بیشتر احیاء هماتیت در مقایسه با مگنتیت است [۸،۷].

### ۱-۲-۴) ایلمنیت

اگرچه این کانه بیشتر به عنوان یک منبع تیتانیم‌دار شناخته می‌شود ولی می‌توان آهن آن به عنوان محصول جنبی بازیابی کرد. ایلمنیت خالص به فرمول شیمیایی  $FeTiO_3$  دارای  $36/8$  درصد آهن،  $31/07\%$  درصد تیتانیم و  $31/63$  درصد اکسیژن است و اغلب مقدار کمی مگنتیت دارد [۳].

### ۱-۲-۵) کانه‌های آبدار آهن (اکسیدهای آبدار)

اکسیدهای آبدار یا هماتیت قهوه‌ای با فرمول  $Fe_2O_3 \cdot nH_2O$ ، منابع قابل توجهی از آهن را در دنیا تشکیل می‌دهند. اکسیدهای آبدار آهن رنگ زرد تا قهوه‌ای دارند و ممکن است خاکی شکل یا کمپاکت باشند. این کانه‌ها از دسته مینرال‌های ثانویه آهن می‌باشند که عمدتاً بر اثر هوازدگی تشکیل شده و همراه با سایر اکسیدهای آهن در سنگهای رسوبی وجود دارند. از این گروه گوتیت و لیمونیت رامی‌توان نام برد (گاهی لیمونیت به کلیه اکسیدهای آبدار آهن اطلاق می‌شود). گوتیت حاوی  $62/85$  درصد آهن،  $27/01$  درصد اکسیژن و  $10/14$  درصد آب می‌باشد. رنگ آن معمولاً زرد، قهوه‌ای یا گاهی اوقات سیاه است [۶،۳]. گوتیت ساختار بلوری اورتورومبیک دارد و بیشتر همراه با سولفورهای فلزی و کربنات‌ها در طبیعت یافت می‌شود و در کانسارهای آن مقداری گوگرد وجود دارد [۲]. لیمونیت آب تبلور بیشتری نسبت به گوتیت دارند و رنگ آنها روشن‌تر است. لیمونیت اغلب دارای مواد باطله سیلیسی و رسی است و ممکن است بین  $35$  تا  $55$  درصد آهن داشته باشد. در بعضی نقاط دنیا منابع بزرگی از این کانه وجود دارد که از اهمیت زیادی برخوردار است مانند لورن<sup>۱</sup> فرانسه که در آن لیمونیت با مقدار زیادی فسفر همراه است که برای تهیه چدن به روش توماس بکار می‌رود [۲]. کانی‌های آبدار آهن در اثر حرارت آب خود را از دست داده و ذراتی متخلخل با احیاءپذیری عالی را تشکیل می‌دهند.

### ۳-۱) کانه‌های کربناتی

کربنات آهن یا سیدریت دارای  $48/2$  درصد آهن،  $37/99$  درصد دی‌اکسید کربن و  $14/81$  درصد اکسیژن است. وزن مخصوص آن حدود  $3/88-3/83$  گرم بر سانتیمتر مکعب و رنگ آن سفید، سبز، خاکستری و یا قهوه‌ای است. سنگ معدن سیدریت مقادیر متنوعی ترکیبات کلسیم، منیزیم و منگنز دارد که این مواد بر ارزش آن می‌افزاید. منابع مهمی از این سنگ معدن در اتریش، فرانسه و اسپانیا وجود دارد [۲، ۳]. کانه‌های کربناتی آهن را معمولاً قبل از مصرف در کوره بلند، در معدن تکلیس می‌کنند تا گاز دی‌اکسید کربن آن حذف شود و ضمن کاهش وزن و در نتیجه کم شدن مخارج حمل و نقل، احیاء‌پذیری آن نیز بدلیل ایجاد تخلخل افزایش یابد. این کانه معمولاً به اندازه کافی با خود آهک و ترکیبات منیزیم دارد و در نتیجه یک محصول خود‌گداز را پس از تکلیس بوجود می‌آورد.

### ۴-۱) گروه سیلیکاتها

اگرچه تعداد زیادی از کانی‌های سیلیکاتی حاوی آهن می‌باشند اما تعداد بسیار کمی از آنها بعنوان کانه آهن شناخته می‌شوند. سیلیکاتهای آهن‌دار دارای وزن مخصوص بیش از  $2/8$  گرم بر سانتیمتر مکعب هستند و رنگ آنها از خاکستری تا سیاه متغیر است. مهمترین کانی‌های سیلیکات آهن عبارتند از: شاموزیت، گربنالیت و کلریت که ترکیب پیچیده‌ای از منیزیم، آلومینیوم، سیلیس و آهن می‌باشند و به رنگ سبز مایل به زرد مشاهده شده‌اند که عمدتاً بر اثر هوازدگی تشکیل شده و همراه با سایر اکسیدهای آهن در سنگ‌های رسوبی وجود دارند [۶، ۲].

### ۵-۱) گروه سولفورهای آهن

آهن در تعداد زیادی از کانی‌های سولفوره وجود دارد اما فقط تعدادی از آنها بعنوان یک ماده آهن‌دار شناخته شده‌اند که مهمترین آنها پیریت، پیروتیت و مارکازیت هستند. پیریت  $FeS_2$  دارای  $46/5$  درصد آهن و  $53/5$  درصد گوگرد است و زردرنگ می‌باشد. این کانه از مهمترین سولفورهای آهن محسوب می‌شود و ممکن است همراه با مس، نیکل، روی، طلا و نقره باشد [۶]. سولفورهای آهن به منظور استخراج گوگرد یا فلزات

گرانه‌های دیگری که همراه آن است مورد بهره‌برداری قرار می‌گیرد و آهن آن بعنوان یک محصول جنبی پس از تشویه استخراج می‌شود. پیرویت  $Fe_3O_4$  کانه سولفیدی دیگری است که مانند وستیت کمبود آهن دارد. این کانه مانند مگنتیت، خاصیت مغناطیسی دارد [۶].

### ۱-۶) ارزش کانه‌های آهن و عوامل موثر بر آن

بطور کلی ارزش کانه‌های آهن را از روی درصد آهن موجود در آن، مقدار و نوع ناخالصی‌ها تعیین می‌کنند. اگر مقدار آهن موجود در کانه کمتر از ۳۰ درصد باشد آنرا کانه فقیر، در محدوده ۴۵-۳۰ درصد، کانه متوسط و اگر آهن موجود در کانه از ۴۵ درصد بیشتر باشد کانه غنی نامیده می‌شود. برای تولید آهن به روش کوره بلند حداقل عیار آهن بایستی ۴۰ درصد باشد (در شرایط خاصی ممکن است از کانه‌های فقیر نیز در کوره بلند استفاده شود). بدیهی است با افزایش عیار کانه آهن، بازدهی کوره بلند افزایش می‌یابد. حداکثر عیار آهن برای مصرف در کوره بلند در حدود ۶۳-۶۲ درصد است و چنانچه عیار از این حد تجاوز کند بعلت کاهش وزن سرباره، تعادل بین مذاب و سرباره در کوره برقرار نشده و عمل تصفیه چدن در داخل کوره بلند مختل در نتیجه چدن تولیدی از کیفیت مطلوبی برخوردار نمی‌باشد. معمولاً مواد باطله در بیشتر کانه‌های آهن سیلیس است. در صورتی که مقدار سیلیس در کانه زیاد باشد (بیشتر از ۸ تا ۱۵ درصد)، مصرف فلاکس (مواد گداز آور) بالا رفته در نتیجه بازده کوره بلند کم خواهد شد. فسفر و گوگرد نیز از عناصر مضر هستند که مقدار آنها در کانه آهن بایستی بسیار کم باشد (مقدار گوگرد کمتر از ۰/۰۵ درصد و فسفر کمتر از ۰/۱۸ درصد) [۶،۳،۲].

ترکیبات منگنز، منیزیم و کلسیم تا حدی ارزش کانه را بالا می‌برند چون بعنوان مواد گداز آور عمل می‌کنند. عناصری مثل کرم، وانادیم، کبالت، مولیبدن، تنگستن و آرسنیک در بار کوره بلند نباید باشد (در این رابطه در بخش پنجم بحث خواهد شد). مس و روی معمولاً در کانه‌های آهن موجود نیست و بعلت اینکه حذف آن از فولاد مشکل است نباید در بار کوره بلند موجود باشد. سرب نیز نباید بیش از ۰/۲ درصد در بار کوره بلند باشد زیرا در منافذ نسوزها رسوب کرده و آنها را خراب می‌کند.

گاهی اوقات کانه آهن را برحسب درصد فسفر طبقه‌بندی و نامگذاری می‌کنند. مثلاً کانه‌های کمتر از ۰/۰۴۵ درصد فسفر را سنگ آهن خالص یا کانه بسمر می‌گویند و چنانچه درصد فسفر کمتر از ۰/۱۸ درصد باشد، آنرا کانه کم فسفر (غیربسمر) می‌نامند. کانه با بیش از ۲ درصد فسفر را کانه فسفردار گویند که بایستی از طریق کنورتور توماس به فولاد تبدیل شود. امروزه با توجه به امکان مصرف پودر سنگ آهن (از طریق گندله‌سازی) در فرآیندهای آهن‌سازی، کانه‌های کم فسفر و فسفردار را به روشهای مختلف تغلیظ نموده و فسفر و سایر ناخالصیهای آنها را حذف می‌کنند. عمدتاً بدلیل بالا رفتن قیمت انرژی، حذف فسفر و سایر ناخالصیها در معدن روز به روز بیشتر مقرون به صرفه می‌شود. بطور کلی عوامل مهمی را که تعیین کننده ارزش کانه‌های آهن می‌باشند می‌توان در دو دسته عوامل فیزیکی و شیمیایی تقسیم‌بندی کرد. مهمترین این عوامل عبارتند از [۶]:

- ۱- عیار کانه آهن
- ۲- بازیسته
- ۳- نوع و مقدار ناخالصیها
- ۴- ابعاد سنگ آهن
- ۵- رطوبت و آب تبلور
- ۶- قابلیت پرعیار شدن و خرد شدن سنگ آهن

### ۱-۷) ویژگی‌های شیمیایی تعیین کننده ارزش کانه‌های آهن

کانه‌های آهن از مواد معدنی مختلفی تشکیل شده‌اند لذا آنالیز شیمیایی متفاوتی دارند. بعنوان مثال کانه‌ای که حاوی سیدریت خالص است حداکثر ۴۸ درصد آهن دارد اما کانه‌ای که حاوی مگنتیت خالص است حدود ۷۲ درصد آهن دارد. از این رو کانه‌های آهن در نقاط مختلف جهان ترکیب شیمیایی مختلفی دارند. مقدار آهن کانه مهم‌ترین عامل در تعیین قیمت آن است و طبیعی است کانه‌هایی با عیار بالاتر آهن ارزش بالاتری دارند اما موادی مانند سیلیس، فسفر، منگنز، نوع و مقدار ناخالصی‌های کانه حتی نوع ماده معدنی حاوی آهن نیز بر روی قیمت کانه اثر زیادی دارد. بعنوان مثال، سیلیکاتهای آهن چون قابل احیاء در کوره بلند نمی‌باشند از ارزش کانه می‌کاهد یا ترکیبات سولفیدی چون

نیاز به عملیات تشویه برای جدا کردن گوگرد و در نتیجه مصرف انرژی و زمان دارند، اثر زیادی بر روی کاهش قیمت کانه ندارند.

ناخالصی‌های همراه کانه مهم‌ترین اثر را بر روی قیمت و ارزش کانه دارند. ناخالصی کانه یا کنسانتره به دو دسته مفید و زیان‌آور تقسیم می‌شوند. ناخالصی‌های مفید موادی می‌باشند که به عملیات کوره بلند کمک می‌کند و به ارزش چدن تولیدی می‌افزایند. از جمله این مواد می‌توان به ترکیبات منگنز و مواد گدازآور مانند آهنک، اکسید منیزیم و فلدسپار اشاره کرد. ناخالصی‌های مضر موادی می‌باشند که اثر منفی بر روی عملیات کوره بلند دارند یا بر روی کیفیت چدن تولیدی و یا خواص سرباره اثر منفی می‌گذارند. بعنوان مثال اکسیدتیتانیم به دیواره‌های کوره بلند چسبیده همچنین باعث کاهش سیالیت سرباره می‌شود. برخی از ناخالصی‌ها مانند تیتانیم و گوگرد، حتی در مقادیر بسیار کم ارزش کانه‌های با عیار بالای آهن را تا حد قابل توجهی کاهش می‌دهند. ناخالصی‌ها در شرایط احیایی کوره بلند رفتار متفاوتی دارند که بر این اساس به سه دسته زیر قابل تقسیم هستند [۶،۲]:

۱- ناخالصی‌هایی مانند ترکیبات آلومینیم، کلسیم، منیزیم و اکسیدهای سدیم و پتاسیم که در کوره بلند هرگز احیاء نمی‌شوند و تأثیری در ترکیب شیمیایی محصول کوره بلند (چدن) ندارند. وجود چنین عناصری در کانه آهن باعث اینک بافت آلودگی چدن نمی‌شود اهمیتی ندارد. بیشتر این عناصر بازهای قوی هستند (آهنک، کربنات منیزیم و...) و وجود آنها بعنوان مواد گدازآور (فلاکس)<sup>۱</sup> در سنگ آهن مفید است. بیشتر ترکیبات قلیایی همراه با گرد و غبار از کوره بلند خارج می‌شوند.

۲- ناخالصی‌هایی مانند سیلیس و سیلیکاتها، گوگرد، اکسیدتیتانیم و ترکیبات کرم، منگنز، وانادیم، کبالت و دیگر عناصر کمیاب که ممکن است قسمتی از آنها احیا شده و وارد چدن شود. از این گروه سیلیس از نقطه نظر آلوده کردن چدن و فولاد مشکلی بوجود نمی‌آورد زیرا بخش کمی از آن که در کوره بلند احیاء شده و وارد چدن می‌شود، در مرحله فولادسازی به راحتی حذف می‌گردد. اما گوگرد بار کوره بلند به راحتی حذف نمی‌شود و وارد چدن و سپس فولاد شده و کیفیت فولاد را کاهش می‌دهد از این رو

نایستی مقدار آن بیشتر از ۰/۰۵ درصد در سنگ معدن باشد. کانه‌هایی که گوگرد آنها ۰/۰۵ درصد یا بیشتر است قبل از استفاده تشویه می‌شوند.

۳- ناخالصی‌هایی مانند ترکیبات ارسینک، فسفر، نیکل، مس، کادمیوم، و قلع و... که در کوره بلند همواره احیاء شده و با آهن آلیاژ تشکیل می‌دهند. این ترکیبات وارد چدن می‌شوند و باید مقدار آنها در کانه آهن بسیار کم باشد. بعضی عناصر هم مانند روی و مولیبدن در کوره بلند اکسید شده و بصورت بخار در می‌آیند (اکسیدهای آنها فرار هستند) و همراه گازها خروجی از کوره بلند خارج می‌شوند. این ترکیبات از جهت آلوده کردن چدن مشکلی بوجود نمی‌آورند اما از جهت آلودگی محیط زیست و تخریب نسوزهای کوره بلند مشکل‌ساز می‌باشند.

حد مجاز ناخالصی‌ها بستگی به مقدار کل ناخالصی‌های درون بار فلزی (کانه آهن)، ناخالصی‌های درون کک، مواد گداز آور، قراضه، خصوصیات محصول نهایی و روش استفاده شده برای تولید آهن و فولاد دارد. عمدتاً مقدار ناخالصی‌هایی مانند Ni, Cr, V, Zn, Pb, Cu, As در کانه‌های آهن (بار فلزی) نایستی بیشتر از ۰/۰۵ درصد باشد [۶،۲].

گذشته از نوع و مقدار ناخالصی‌های ذکر شده و درصد آهن موجود در کانه که روی ارزش اقتصادی کانه آهن موثر است، عوامل دیگری چون درصد رطوبت و آب تبلور، بازیستی سنگ آهن، نسبت Fe به (Si+Al) در کانه آهن و احیاپذیری کانه نیز جزء موارد تعیین‌کننده ارزش کانه می‌باشند.

### ۱-۷-۱) رطوبت و آب تبلور

رطوبت مهم‌ترین عامل در ارزیابی کانه آهن است زیرا هم وزن کانه را افزایش می‌دهد و هم برای بخار شدن آن به انرژی حرارتی نیاز است و از طرفی عیار کانه را کاهش می‌دهد. مقدار رطوبت سنگ آهن از صفر تا ۲۰ درصد متغیر است که بصورت رطوبت یا آب تبلور می‌باشد.

## ۱-۷-۲) بازیسته

بازیسته، مفهومی پرمحتوا و مهم در زمینه و زبان متالورژی است. بطور کلی سرباره‌های با آهک بالا، بازی نامیده شده و سرباره‌های دارای سیلیس زیاد به سرباره‌های اسیدی معروفند. اکسیدهایی مانند سیلیس یا آلومینا که اکسیژن جذب کرده و کمپلکسهای آنیونی تشکیل می‌دهند، اکسیدهای اسیدی نام دارند. در عوض اکسیدهای بازی آنهایی هستند که اکسیژن از دست داده و باعث شکسته شدن کمپلکسهای آنیونی می‌شوند مانند اکسیدهای کلسیم، منیزیم، آهن یا منگنز [۷، ۱۱]. بطور کلی اگر سرباره جامد را آسیا نموده سپس آن را در آب حل کرده ملاحظه می‌شود pH سرباره‌ای که آهک بالاتری دارد نسبت به pH سرباره‌ای که حاوی سیلیس بیشتری است، بالاتر می‌باشد. اما مفهوم بازیسته سرباره چیست و آیا می‌توان با یک اندازه مطلق مقدار بازیسته را تعیین نمود. در محلولهای آبی بازیسته یا اسیدیته با مقدار pH بیان می‌شود. برای سرباره‌های مذاب پیشنهاد شده که اکتیویته یون اکسیژن بعنوان درجه بازیسته سرباره به کار برده شود [۱۱]. اکتیویته یون اکسیژن را به تنهایی نمی‌توان تعیین نمود از این رو اندازه مطلق برای بازیسته سرباره وجود ندارد و نمی‌توان بازیسته یک اکسید را با اکسید دیگری در یک مقیاس مطلق مقایسه نمود. کاری که می‌توان انجام داد مقایسه تمایل شیمیایی اکسیدهای مختلف مانند سیلیس است که با انرژی آزاد گیبس تشکیل سیلیکات یا با فعالیت اکسید در سرباره‌های سیلیکاتی بیان می‌شود. در این شرایط روشن خواهد شد که این تمایل، به ترتیب از اکسید کلسیم به اکسید منیزیم، اکسید آهن، اکسید آلومینیم و اکسید تیتانیم کاهش می‌یابد.

بطور کلی نسبت مجموع غلظت‌های اکسیدهای بازی به اکسیدهای اسیدی را بازیسته می‌نامند. بازیسته روشی برای تعیین مقدار سنگ آهک یا سایر مواد گدازآور است که به بار کوره بلند اضافه شده تا سرباره‌ای با ترکیب شیمیایی مطلوب برای احیاء سنگ آهک فراهم کند. با افزایش عددی این نسبت، ارزش سنگ آهن نیز بالا می‌رود [۷، ۱۱]. بازیسته یک کانه ممکن است توسط یکی از دو رابطه (۱-۳) یا (۱-۴) تعیین شود که بستگی به روش استفاده شده برای احیاء و طبیعت کانه (کنسانتره یا آگلومره) دارد [۵]:

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2} = 1/4 \quad (3-1)$$

$$\frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} = 1-1/1 \quad (4-1)$$

آنچه در میان روابط گوناگون برای بیان بازیسته مشترک است این است که همگی این روابط تنها بیان‌کننده توانایی سرباره برای گوگردزدایی یا فسفرزدایی است و تا هنگامیکه ترکیب سرباره بطور قطعی تغییر نیافته است هر یک از این عددها می‌توانند برای توصیف بازیسته نسبی یک سرباره استفاده شوند. بسیاری اوقات از نسبت  $CaO$  به سیلیس بعنوان نماد بازیسته استفاده می‌شود.

### ۱-۲-۳) نسبت آهن به سیلیس

این نسبت و نسبت آهن - اسید یعنی نسبت آهن به (آلومینا + سیلیکا) همراه با بازیسته کانه، مقدار کل سرباره را که در اثر احیاء یک تن بار در کوره بلند تولید می‌شود تعیین می‌کند. حداقل مقدار سرباره در کوره بلند در حدود ۲۰۰ تا ۲۵۰ کیلوگرم به ازای هر تن چدن تولیدی است که این امر مستلزم وجود ۵ تا ۶ درصد سیلیس در سنگ آهن می‌باشد. مقدار این نسبت مرغوبیت سنگ آهن را تعیین می‌کند. در سنگهای آهن که این نسبت در آنها در حدود ۷ باشد، سنگ آهن فقیر و برای نسبتهای بالاتر از ۱۰ سنگ آهن مرغوب محسوب می‌شود [۲]. مقدار بهینه برای هر حالت مقداری است که کمترین حجم سرباره لازم برای گوگردزدایی و حذف سایر ناخالصی‌هایی درون بار فلزی، کک و سنگ آهک را بدهد با این شرط که بیشترین مقدار آهن بدست آید.

### ۱-۲-۴) احیاءپذیری

احیاءپذیری معیاری است که نشان‌دهنده سادگی احیاء اکسیدهای آهن به آهن فلزی در کوره بلند است. در واقع، احیاءپذیری بالاتر به معنی آسان‌تر بودن ماده برای احیاء شدن است. احیاءپذیری تابعی از ترکیب شیمیایی کانه و اندازه تخلخل ذرات است. هر قدر کانی دارای خاصیت احیاءپذیری بیشتری باشد ابعاد بزرگتری از آن را می‌توان بارگیری کرد. بعنوان مثال در مورد سیدریت و لیمونیت سنگهایی با ابعاد بزرگتر از ۵۰ میلی‌متر را می‌توان بصورت مستقیم به کوره شارژ نمود. در مورد هماتیت ابعاد سنگ باید در حدود ۳۵ تا ۵۰ میلی‌متر و در مورد کانیهای مگنتیت حداکثر ابعاد به ۳۰ میلی‌متر محدود می‌شود. معمولاً ترتیب کاهش احیاءپذیری منیرال‌ها و آگلومره‌ها به صورت زیر است [۷،۶]:

سیدریت - لیمونیت و گوتیت - هماتیت - گندله‌ها - کلوخه - مگنتیت. بنابراین بر اساس ترتیب بالا مگنتیت طبیعی، مشکل‌ترین ماده برای احیا شدن است.

### ۱-۸) خصوصیات فیزیکی تعیین‌کننده ارزش کانه‌های آهن

این خصوصیات فیزیکی عبارتند از [۲]:

#### الف) سختی و استحکام

یک کانه ایده‌آل بایستی مقاومت سایشی و استحکام کافی داشته باشد تا در اثر حمل و نقل خرد نشده و بتواند تنش‌های وارده از سایر مواد درون کوره بلند را بدون خرد شدن تحمل کند. کانه‌های مگنتیت معمولاً قوی و متراکم هستند کانه‌های هماتیت، گوتیت و لیمونیت به ترتیب از قوی، متراکم تا نرم و ضعیف متغیرند. کانه‌های کربناتی از قوی تا نرم متغیرند. بایستی توجه کرد که مقاومت به سایش و استحکام سنگ معدن عمدتاً از سختی بلور کانی متفاوت است. سختی و استحکام هنگامی اهمیت زیادی دارند که سنگ آهن مستقیماً (بصورت لامپ<sup>۱</sup>) در فرایندهای آهن‌سازی مصرف شود.

#### ب) وزن مخصوص حقیقی و ظاهری

وزن مخصوص سنگهای معدنی متفاوت از وزن مخصوص بلورهای کانی است. وزن مخصوص حقیقی سنگ معدن بستگی به مینرال محتوی آن، عیار کانی، نوع مواد باطله، خلل و فرج داخلی آن و توزیع اندازه دارد (توزیع اندازه نشان‌دهنده خصوصیات فشردگی است). در مورد سنگهای آهن، وزن مخصوص ظاهری اهمیت بیشتری دارد هر چه قدر وزن مخصوص ظاهری سنگ بالاتر باشد مطلوب‌تر است زیرا سنگ حجم کمتری را اشغال کرده و هزینه حمل و نقل آن کمتر است. وزن مخصوص ظاهری سنگ به نوع کانی، دانه‌بندی و تخلخل آن بستگی دارد. کانی‌های مگنتیتی وزن مخصوص ظاهری بالاتر و سنگهای لیمونیتی وزن مخصوص ظاهری کمتری دارند.

#### ج) نفوذپذیری

نفوذپذیری یا خلل فرج اجزای کانه یا محصول بر روی عملیات کوره بلند اثر می‌گذارد. نفوذپذیری بار کوره بر روی میزان دمش هوا به درون کوره تأثیر دارد. خلل و فرج ذرات همچنین بر روی احیاءپذیری اثر می‌گذارد.

**د) توزیع اندازه ذرات کانه**

این خصوصیت معمولاً توسط الک کردن و تعیین درصد ماده‌ای که بین الک‌های متوالی باقی مانده یا اندازه مش آنها معلوم می‌شود. این خصوصیت نشان می‌دهد که آیا بار برای شارژ مستقیم به کوره بلند مناسب است یا خیر. چنانچه اندازه ذرات ریز باشد عملیات آگلومره‌سازی بر روی آنها انجام می‌شود.

**ه) قابلیت پرعیار شدن و خرد شدن سنگ آهن**

بدلیل کاهش عیار آهن معادن عملیات کانه‌آرایی بر روی بیشتر معادن سنگ آهن انجام می‌شود لذا قابلیت پرعیار شدن و هزینه‌های آن در ارزشیابی سنگ معدن موثر است. روشهای فیزیکی و مغناطیسی ارزان‌تر از روشهای فلوتاسیون است لذا کانی‌هایی که دارای خاصیت مغناطیسی باشند و یا نوع و توزیع ناخالصیهای آنها طوری باشد که با روشهای فیزیکی قابل جدایش باشند اهمیت زیادی دارند. خرد کردن سنگ آهن یکی از گران‌ترین بخشهای عملیات کانه‌آرایی است. بیش از ۵۰ درصد هزینه و ۷۰ درصد انرژی مصرفی در هر کارخانه صرف خرد شدن سنگ آهن می‌شود. سختی سنگ آهن یکی از عوامل مهم در خرد کردن است و هر چقدر سختی بالاتر باشد هزینه خرد کردن بیشتر است.

**۱-۹) آنالیز شیمیایی کانه‌های آهن و روش‌های بیان مقدار آهن درون کانه**

هنگامیکه کانه‌ها یا محصولات آهن‌دار برای تعیین مقدار آهن آنالیز شود نتایج به چند طریق قابل بیان است. متداولترین موارد بیان نتایج به صورت زیر است [۸]:

**الف) آنالیز کل آهن**

در این حالت کل آهن محتوی کانه صرفنظر از حالت آن بیان می‌شود و شامل آهن درون ترکیبات سیلیکاتی، اکسیدی، سولفیدی و آهن فلزی می‌شود.

**ب) آهن قابل حل در اسید**

این روش، آهن قابل حل در اسید کلریدریک را اندازه‌گیری می‌کند که شامل آهن فلزی و آهن درون هماتیت مگنتیت، سیدریت و کانه‌های سولفیدی است اما آهن درون کانه‌های سیلیکاتی معمولاً در اسید کلریدریک حل نشده چون کانه‌های سیلیکاتی آهن در کوره بلند احیاء نشده (شرایط ترمودینامیکی و کینتیکی کوره بلند قادر به احیای ترکیبات

سیلیکاتی نمی‌باشد) در نتیجه در بیشتر موارد آهن کل نمونه را می‌توان با آهن قابل حل در اسید کلریدریک برابر، فرض کرد.

### ج) آهن مغناطیسی

این مورد فقط شامل آهن درون مگنتیت و پیروتیت شده که تنها منیرال‌های آهن دارای خاصیت مغناطیسی می‌باشند.

### د) آهن غیر مغناطیسی

شامل آهن درون هماتیت و سایر منیرال‌های قابل حل در اسید کلریدریک که خاصیت مغناطیسی ندارند می‌شود. این آهن از اختلاف بین آهن قابل حل در اسید کلریدریک و آهن مغناطیسی بدست می‌آید.

### ه) آهن فرو (آهن دو ظرفیتی)

کلیه آهن درون کانه که ظرفیت دو دارد را شامل می‌شود که مقدار آن را می‌توان از آنالیز شیمیایی کانه‌ها بدست آورد.

### و) آهن فریک (آهن سه ظرفیتی)

آهن سه ظرفیتی است که اختلاف بین آهن قابل حل در اسید کلریدریک و آهن دو ظرفیتی می‌باشد.

### ز) آهن فلزی

آهن درحالی که ترکیب شیمیایی تشکیل نداده است آهن آزاد نام دارد و با روش‌های مختلف شیمیایی می‌توان مقدار آن را تعیین نمود. تعیین آهن فلزی با روش‌های شیمیایی مشکل و همراه با خطا است. دو روش متداول برای تعیین آهن فلزی، روش کلرید جیوه و روش سولفات مس است که جزئیات آنها در مراجع آمده است [۱۲]. سولفید آهن (آهن فرو) و مواد آلی در هر دو روش مزاحمت ایجاد می‌کنند در حالیکه سمیتیت، سولفیدها و فسفیدهای آهن تنها در روش کلرید جیوه مشکل ساز می‌باشند.

هر کدام از موارد ۷ گانه بالا، یکی از خصوصیات آهن درون منیرال را می‌دهد طبیعی است که با دانستن یک یا چند مورد از آنها سایر موارد به سادگی قابل محاسبه است.

## فصل ۲

### بررسی احیاء اکسیدهای آهن از دیدگاه ترمودینامیک

#### ۲-۱) مقدمه

قابلیت احیاء اکسیدها و یا مخلوطی از آنها بستگی به فشار اکسیژن آنها دارد. شکل (۲-۱) نمودار تعادلی اکسیدهای آهن را که در محدوده فازهای مختلف با خطوط هم فشار<sup>۱</sup> رسم شده است، نشان می‌دهد. از این شکل می‌توان به سهولت چگونگی احیاء اکسیدهای آهن یا اکسایش آهن و اکسیدهای آن را نتیجه‌گیری کرد. چنانچه اکسید آهن بصورت هماتیت باشد نخست به مگنتیت سپس به وستیت و بالاخره وستیت به آهن احیاء می‌شود. بدیهی است چنانچه نمونه بصورت مگنتیت باشد ابتدا به وستیت و سپس به آهن احیاء می‌شود. البته همانطور که در نمودار مشاهده می‌شود چنانچه احیاء در دماهای کمتر از ۵۷۰ درجه سانتیگراد انجام شود، مگنتیت مستقیماً به آهن (آهن  $\alpha$ ) احیاء شده زیرا در دماهای کمتر از ۵۷۰ درجه سانتیگراد وستیت از نظر ترمودینامیکی پایدار نمی‌باشد.

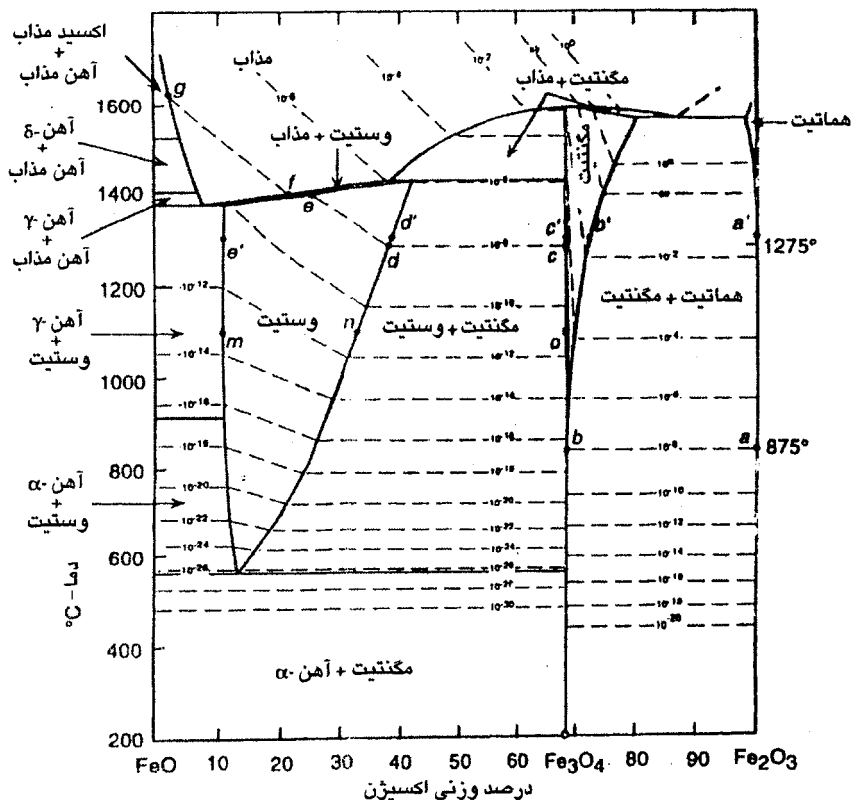
برای درک بهتر این نمودار، احیاء نمونه هماتیت حاوی ۳۰/۰۶ درصد وزنی اکسیژن در دمای ۸۷۵ درجه سانتیگراد بررسی می‌شود. این نمونه دارای ۱۰۰ درصد هماتیت

می‌باشد (نقطه a). در دمای ۸۷۵ درجه سانتیگراد، مگنتیت با ترکیب شیمیایی نقطه b در تعادل با هماتیت با ترکیب شیمیایی نقطه a است. با افزایش دما درصد هماتیت کاهش یافته تا اینکه کاملاً از بین برود. در اثر احیاء هماتیت، مگنتیت حاوی  $27/64$  درصد وزنی اکسیژن تولید می‌شود. با استفاده از قانون اهرم می‌توان درصد هر کدام از فازهای هماتیت و مگنتیت را بدست آورد. با افزایش دما و حرکت در امتداد مسیر bc و cd به ناحیه تک فاز مگنتیت رسیده و در نهایت در دمای ۱۲۷۵ درجه سانتیگراد مگنتیت در تعادل با وستیت است. چنانچه با انجام عمل احیاء مقدار اکسیژن نمونه کاهش یافته و به حدود  $29/5$  درصد برسد، ۷۵ درصد هماتیت و ۲۵ درصد مگنتیت در نمونه وجود دارد. چنانچه مقدار متوسط اکسیژن به  $27/64$  درصد برسد، نمونه دارای ۱۰۰ درصد مگنتیت است. در دمای ۱۲۷۵ درجه سانتیگراد، وستیت با ترکیب شیمیایی نقطه d در تعادل با مگنتیت با ترکیب شیمیایی نقطه c است. با ادامه عمل احیاء و کاهش بیشتر مقدار اکسیژن، وستیت حاوی  $24/4$  درصد اکسیژن تولید می‌شود. در محدوده پایداری وستیت - مگنتیت با ادامه عملیات احیاء و یا افزایش دما، از مقدار مگنتیت کاسته و در عوض مقدار وستیت افزایش می‌یابد تا ۱۰۰ درصد وستیت بدست آید. در محدوده پایداری فاز وستیت تنها مقدار اکسیژن نمونه کاهش می‌یابد و تغییر فازی در نمونه رخ نمی‌دهد. در نقطه‌ای که مقدار اکسیژن وستیت  $23/25$  درصد است، فرمول شیمیایی وستیت بصورت  $FeO_{.95}$  می‌باشد. با ادامه عملیات احیاء یا افزایش دما، از منطقه تک‌فازی وستیت خارج شده و آهن در کنار وستیت تشکیل می‌شود بطوریکه با ادامه این عملیات مقدار آهن افزایش و در عوض مقدار وستیت کاهش می‌یابد.

با افزایش دما، فاز مگنتیت از بین رفته و ترکیب شیمیایی فاز همگن وستیت در امتداد خط هم فشار اکسیژن  $10^{-8}$  اتمسفر حرکت می‌کند تا به دمای ۱۴۰۰ درجه سانتیگراد برسد. در این دما، فاز جامد وستیت با ترکیب شیمیایی نقطه e ذوب می‌شود تا اکسید مذاب با ترکیب شیمیایی نقطه f در فشار جزئی اکسیژن  $10^{-8}$  اتمسفر بدست آید. با ادامه افزایش دما و حرکت در امتداد مسیر fg به دمای ۱۶۳۵ درجه سانتیگراد رسیده که در این دما اکسید مذاب ترکیب شیمیایی نقطه g را دارد و آهن مذاب اشباع از اکسیژن بدست می‌آید. افزایش بیشتر دما منجر به از بین رفتن فاز اکسید مذاب و کاهش انحلال اکسیژن در آهن مذاب می‌شود.

با توجه به شکل (۲-۱) احیاء ایزوترمال هماتیت در اثر کاهش فشار جزئی اکسیژن در سیستم امکان پذیر است. هماتیت در دمای ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد پایدار است تا اینکه فشار جزئی اکسیژن به  $10^{-2} \times 1/34$  اتمسفر برسد. با کاهش فشار جزئی اکسیژن به  $10^{-2} \times 1/34$  اتمسفر، مگنتیت با ترکیب شیمیایی نقطه  $b'$  در تعادل با هماتیت در نقطه  $a'$  است. تا هنگامیکه فشار جزئی اکسیژن به  $10^{-8} \times 2/15$  اتمسفر برسد، مگنتیت پایدار است در این حالت و ستیت با ترکیب شیمیایی  $d'$  در تعادل با مگنتیت با ترکیب شیمیایی نقطه  $c'$  است. تا زمانی که فشار جزئی اکسیژن به  $10^{-11} \times 1/95$  اتمسفر برسد، وستیت پایدار است در این حالت آهن جامد در تعادل با وستیت با ترکیب شیمیایی نقطه  $e'$  بدست می آید. کاهش بیشتر مقدار فشار جزئی اکسیژن منجر به از بین رفتن اکسید آهن می شود.

شکل (۲-۱) نشان می دهد که در یک دمای ثابت با انجام احیاء و تشکیل اکسیدهای مختلف فشار جزئی تعادلی اکسیژن کاهش می یابد اما در محدوده پایداری فازها با آنکه مقدار اکسیژن کاهش پیدا می کند ولی فشار جزئی اکسیژن ثابت است. بعنوان مثال در محدوده تعادل فازهای هماتیت - مگنتیت در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد فشار جزئی اکسیژن ثابت و در حدود  $10^{-7}$  اتمسفر است. اما با ادامه احیاء و تشکیل وستیت فشار جزئی اکسیژن به  $10^{-10}$  اتمسفر کاهش می یابد. تا زمانی که وستیت و مگنتیت در کنار یکدیگر در تعادلند فشار جزئی اکسیژن ثابت است (با آنکه مقدار اکسیژن کاهش می یابد) اما در ناحیه تک فاز وستیت همراه با کاهش اکسیژن از  $24/4$  درصد به  $23/25$  درصد، فشار جزئی اکسیژن هم از  $10^{-10}$  به  $10^{-17}$  اتمسفر کاهش می یابد. بنابراین در ناحیه تک فاز وستیت برخلاف سایر مناطق فشار جزئی اکسیژن ثابت نمی باشد. پس از خارج شدن از ناحیه همگن وستیت، با آنکه مقدار اکسیژن از  $23/25$  درصد به صفر کاهش می یابد اما فشار جزئی اکسیژن ثابت است.



شکل ۱-۲: نمودار فازی آهن و اکسیدهای آن همراه با خطوط هم فشار اکسیژن (اتمسفر) در دماهای مختلف [۱۳-۱۴]

با توجه به موارد مطرح شده برای احیاء اکسیدهای آهن لازم است که اکسیژن محثوی آنها را به نحوی خارج نمود. بطور کلی طبق قاعده فازها، هر اکسیدی از آهن در درجه حرارت و ترکیب شیمیایی معین فشار اکسیژن مشخصی دارد. در واکنش تعادلی زیر:



احیاء اکسید آهن یعنی جریان واکنش از راست به چپ، فقط در صورت از بین رفتن تعادل شیمیایی واکنش امکان‌پذیر است. عدم تعادل به دو روش زیر انجام می‌شود:

الف) جدا کردن اکسیژن یا آهن از سیستم باعث بهم خوردن تعادل و پیشرفت آن در جهت تولید اکسیژن و آهن می‌شود.

ب) تأثیرپذیری ثابت تعادل توسط تغییر درجه حرارت و فشار کل سیستم. با توجه به شکل (۱-۲) مشاهده می‌شود که فشار جزئی تعادلی اکسیژن یا فشار تجزیه اکسید با افزایش درجه حرارت افزایش می‌یابد.

موارد فوق برای اکسیدهای آهن به سادگی امکان‌پذیر نمی‌باشد. برای آنکه فشار تجزیه اکسیدهای آهن به فشار محیط برسد به دماهای بالا نیاز است. مثلاً برای تجزیه هماتیت، دمای ۱۴۵۳ درجه سانتیگراد لازم است (شکل ۱-۲) و یا چنانچه توسط خلأ بتوان فشاری معادل فشار اکسیژن اکسیدهای آهن ایجاد کرد بدلیل نیاز به ایجاد خلأ بسیار زیاد، این کار از نظر فنی و اقتصادی امکان‌پذیر نیست. در صنعت، عمل احیاء اکسیدها یعنی جدا کردن اکسیژن از واکنش (۱-۲) بوسیله یک عامل احیاکننده انجام می‌شود. عامل احیاکننده (Re) مانند یک پمپ شیمیایی عمل کرده و با اکسید شدن خود، اکسیژن را از اکسید مورد نظر جدا می‌کند. این کار در صورتی امکان‌پذیر است که پتانسیل اکسیژن (فشار اکسیژن) مربوط به سازنده احیاء، کمتر از اکسید باشد. بعبارت دیگر فشار اکسیژن واکنش (۱-۲) بایستی بیشتر از فشار اکسیژن در واکنش (۲-۲) باشد.

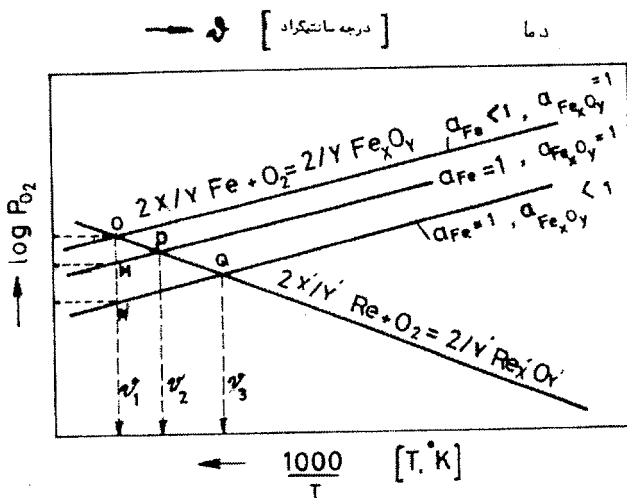
$$2 \frac{x'}{y'} \text{Re} + O_2 = 2 \frac{1}{y'} \text{Re}_x O_y \quad (2-2)$$

هر چقدر اختلاف پتانسیل اکسیژن دو سازنده  $\text{Re}_x O_y$  و  $\text{Fe}_x O_y$  بیشتر باشد نیروی محرکه واکنش احیاء بیشتر خواهد بود. هر گاه چند اکسید مختلف در محیط باشد ابتدا اکسیدی که فشار اکسیژن آن از همه بیشتر است احیاء می‌شود. بنابراین در موقع احیاء اکسیدهای آهن به وسیله یک عامل احیاکننده گازی مانند هیدروژن یا CO، نخست هماتیت سپس مگنتیت و بالاخره وستیت احیاء می‌شود. چنانچه فرض شود در رابطه (۱-۲) فلز و اکسید خالص باشند می‌توان نوشت:

$$\Delta G^\circ = RT \ln PO_2 \quad (3-2)$$

از این رابطه، فشار تجزیه اکسیدهای آهن در هر دمایی بدست می آید. چنانچه در اثر ترکیب فلز با سازنده دیگری، اکتیویته آهن کاهش یابد (کمتر از ۱ شود) فشار جزئی اکسیژن افزایش یافته و بیشتر از مقدار موجود در رابطه (۲-۳) خواهد بود. برعکس اگر اکسید آهن قبل از احیاء با سازنده دیگری ترکیب شود اکتیویته آن کمتر از ۱ بوده و فشار اکسیژن کاهش می یابد یعنی عمل احیاء سخت تر می شود.

شکل (۲-۲) اثر تغییرات اکتیویته را بر پتانسیل اکسیژن برای اکسید آهن و عامل احیاکننده نشان می دهد. با توجه به شکل مشاهده می شود که خط تعادل اکسیداسیون آهن با تغییر اکتیویته آهن و یا اکتیویته اکسید آهن به موازات خود حرکت می کند. چنانچه هر دو فاز فلز و اکسید با سازنده دیگری ترکیب شده و اکتیویته مخالف با ۱ پیدا کنند، بسته به مقدار اکتیویته آهن و یا اکتیویته اکسیدهای آهن خط تعادل به موازات خود (در جهت ساده شدن یا مشکل شدن احیاء) تغییر مکان خواهد داد. مجدداً یادآوری می شود که چنانچه فاز یا سازنده دیگری با فلز حاصل از احیاء ترکیب شود و یا به هر علت دیگر اکتیویته فلز احیاء شده کاهش یابد شرایط احیاء ساده تر می شود. یعنی در صورت ثابت بودن فشار، درجه حرارت احیاء کاهش می یابد و یا در صورت ثابت بودن درجه حرارت، فشار اکسید افزایش می یابد.



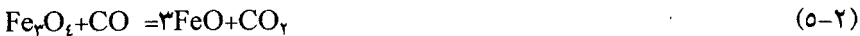
شکل ۲-۲: اثر تغییرات اکتیویته بر پتانسیل اکسیژن برای اکسیدهای آهن و عامل احیاکننده [۱۴]

## ۲-۲) عوامل احیاکننده اکسیدهای آهن

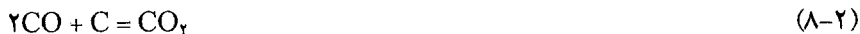
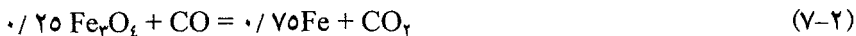
عوامل احیاکننده می‌توانند کلیه عناصر یا ترکیباتی باشند که فشار اکسیژن تعادلی آنها کمتر از فشار اکسیژن در اکسید آهن است. این عوامل ممکن است گازی باشند مانند  $H_2 + H_2O$ ،  $CO + CO_2$ ، گاز هیدروژن و یا مخلوطی از آنها و یا مخلوطهای فلزاتی که اکسید آنها فشار باشند. عوامل احیاءکننده جامد هم مثل کربن یا آلومینیوم و یا فلزاتی که اکسید آنها فشار تجزیه کمتری نسبت به اکسید آهن دارد، می‌تواند استفاده شود. در مورد اکسیدهای آهن، احیاء با سازنده‌های گازی و مخلوط آنها کاربرد بیشتری دارد. در ادامه ویژگیها و شرایط ترمودینامیکی هر کدام از احیاکننده‌های گازی بررسی می‌شود.

### ۲-۲-۱) احیاء با گاز CO

در کوره بلند از کک هم برای احیاء واکنش‌ها و هم برای تأمین حرارت استفاده می‌شود. در دماهای بالاتر از ۸۰۰ درجه سانتیگراد، عمدتاً گاز CO پایدار است. از این رو احیاء اکسیدهای آهن در کوره بلند عمدتاً با CO انجام می‌شود. واکنشهای احیاء اکسیدهای آهن با گاز منواکسید کربن بصورت زیر است [۸،۷،۳]:



در دمای کمتر از ۵۷۰ درجه سانتیگراد براساس نمودار پایداری اکسیدهای آهن (شکل ۱-۱)، فاز وستیت (FeO) وجود ندارد و مگنتیت مستقیماً به آهن تبدیل می‌شود [۸،۷،۳]:



از نظر ترمودینامیکی واکنش‌های (۴-۲) تا (۷-۲) تابع فشار کلی سیستم نمی‌باشد زیرا در اثر واکنش احیاء، تغییر در حجم گاز ایجاد نمی‌شود، بعبارت دیگر تعداد مولکولهای گازی شرکت‌کننده در دو طرف با هم برابر است.

نواحی پایداری ترمودینامیکی آهن و اکسیدهای آن به صورت دما برحسب فشار جزئی اکسیژن در شکل (۲-۳) رسم شده است. در این نمودار مقدار  $\frac{d \log P_{O_2}}{d(Y_T)}$  برابر با  $(\frac{2}{3} \times 10^3 / 3144 \times \Delta H)$  است که تغییرات انتالپی برحسب مقدار مول اکسیژن مصرف شده در هنگام اکسیداسیون است. با ضرب کردن داده‌های نمودار (۲-۳) در مقدار  $(2/3 \times 10^3 RT)$  و رسم نتایج بدست آمده برحسب دما، نمودار الگینهام (شکل ۲-۴) بدست می‌آید. در کلیه شکل‌های (۲-۳) و (۲-۴)، مسیر  $a-g$  و  $a'-e'$  مطابق با نمودار (۲-۱) است. به جز تعادل هماتیت - مگنتیت در شکل (۲-۴)، سایر خطوط برای واکنشهای اکسیداسیون براساس مصرف یک مول اکسیژن رسم شده است. در نمودار (۲-۴) خطوطی که از نقطه  $(\Delta G^\circ = 0, T = 0K)$  رسم شده‌اند، خطوط هم فشار اکسیژن می‌باشند.

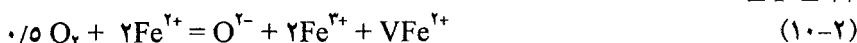
برای رسم نمودار تعادلی آهن - اکسیژن - کربن از ادغام روابط تعادلی اکسیدهای آهن با مخلوط گازی  $CO/CO_2$  می‌توان استفاده کرد. شکل (۲-۵) نمودار تعادلی آهن و اکسیدهای آن را در مخلوط گازی  $CO/CO_2$  و کربن جامد در فشار کل یک اتمسفر نشان می‌دهد. این نمودار برای فرآیندهای احیاء اهمیت زیادی دارد و در آن به خوبی می‌توان نواحی و مناطق پایداری را که توسط خطوط تعادلی  $Fe_2O_3/FeO$ ،  $FeO/Fe$  و  $Fe_2O_3/Fe_2O_4$  جدا شده‌اند (برحسب درجه حرارت) مشاهده نمود. خط تعادلی  $Fe_2O_3/Fe_2O_4$  نزدیک محور دما است و این مطلب نشان می‌دهد که هماتیت در مخلوط گازی که کمترین مقدار  $CO$  را داشته باشد به آسانی به مگنتیت تبدیل می‌شود. این مورد از محاسبه درصد تعادلی  $CO$  در مخلوط گازی  $CO$  و  $CO_2$  در دمای احیاء معلوم می‌شود. عبارت دیگر واکنش (۲-۴) برگشت‌ناپذیر است و همواره به طرف راست پیش می‌رود. در واکنشهای احیاء اکسیدهای آهن با  $CO$  به جز احیاء  $Fe_2O_3$  به  $FeO$  بقیه گرمازا می‌باشند بنابراین با افزایش دما، احیاء مشکل‌تر می‌شود. نمودار (۲-۵) نشان می‌دهد فقط شیب منحنی احیاء مگنتیت به وستیت مخالف بقیه است یعنی با افزایش دما مقدار گاز  $CO$  کمتری برای احیاء لازم است زیرا واکنش گرماگیر است. در واکنشهای گرمازا، با افزایش دما بهره شیمیایی گاز احیاکننده کمتر می‌شود یعنی مقدار گاز بیشتری برای احیاء واکنش‌های گرمازا لازم است. خطوطی که در محدوده فاز وستیت رسم شده مربوط به غلظت‌های مختلف اکسیژن در وستیت است.

چنانچه  $Y$  نشان دهنده کسر مولی جاهای خالی در شبکه وستیت باشد ( $Y$  تابع دما و پتانسیل اکسیژن محیط است)، با مدل ترمودینامیکی که براساس معادله (۲-۱۰) بدست می آید می توان رابطه ای برای  $Y$  بدست آورد. بر این اساس  $Y$  بصورت رابطه (۲-۹) تعریف می شود [۱۰]:

(تعداد جاهای خالی آهن)

(تعداد جاهای خالی آهن) + (تعداد یونهای آهن سه ظرفیتی) + (تعداد یونهای آهن دو ظرفیتی)

$$0 \leq Y \leq 11$$



اگر  $VFe^{2+}$  را که نشان دهنده جای خالی آهن دو ظرفیتی است در نظر بگیریم، براساس استوکیومتری واکنش تعادلی (۲-۱۰)، تعداد مول  $Fe^{3+}$  برابر با  $(2Y)$  و تعداد مول  $Fe^{2+}$  برابر  $(1-2Y)$  می شود. حال برای یک مول یون اکسیژن با جایگزینی فشار جزئی اکسیژن به جای اکسیژن، ثابت تعادل واکنش (۲-۱۰) به صورت زیر بدست می آید:

$$K = \frac{Y \times (2Y)^2}{[P_{O_2}]^{1/2} \times (1-2Y)^2} \quad (11-2)$$

ثابت تعادل تابع دما است. مقدار  $\Delta G^\circ$  واکنش (۲-۱۰) برحسب کالری به صورت زیر است [۱۴، ۱۰]:

$$\Delta G^\circ = -40031 + 21/045 T \quad (12-2)$$

با استفاده از رابطه  $\Delta G^\circ = -RT \ln K_p$  و جایگزینی روابط فوق، رابطه بین  $Y$  با دمای کلوین  $T$  و فشار جزئی اکسیژن ( $P_{O_2}$ ) بصورت زیر بدست می آید [۱۴، ۱۰]:

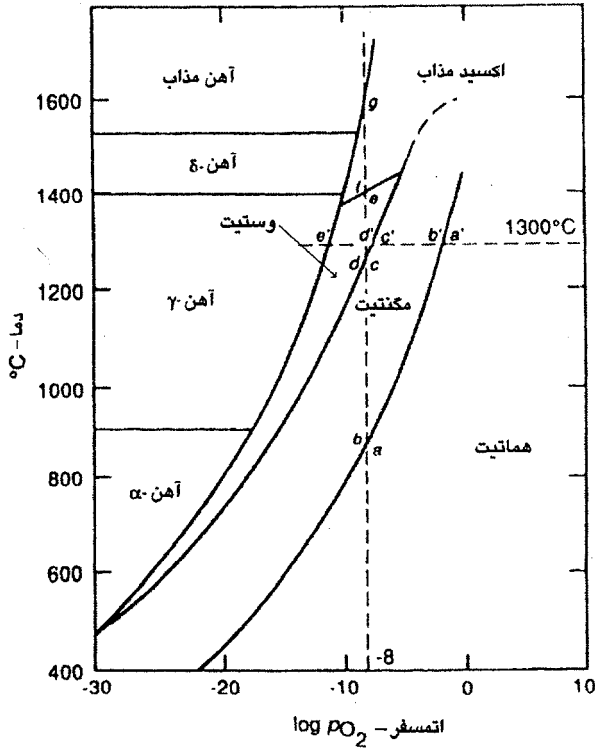
$$\log Y = \frac{1}{2} \left[ \frac{1}{2} \log \frac{P_{O_2}}{16} + \frac{8750}{T} - 4/6 \right] \quad (13-2)$$

رابطه (۲-۱۳) نشان می دهد در دمای ثابت با زیاد شدن فشار جزئی اکسیژن، مقدار  $Y$  زیاد شده و از طرف دیگر در فشار ثابت اکسیژن، با افزایش دما مقدار  $Y$  کاهش می یابد. حال برای رسم خطوط منطقه همگن وستیت با استفاده از رابطه (۲-۱۳) و برای یک  $Y$  خاص، در هر دمایی مقدار  $P_{O_2}$  بدست می آید. سپس از تعادل بین گازهای منواکسید کربن، دی اکسید کربن و اکسیژن (واکنش ۲-۱۴) و با داشتن ثابت تعادل واکنش (۲-۱۴) در هر دمایی می توان ارتباط بین فشار جزئی اجزای گازی و دما را بدست آورد.

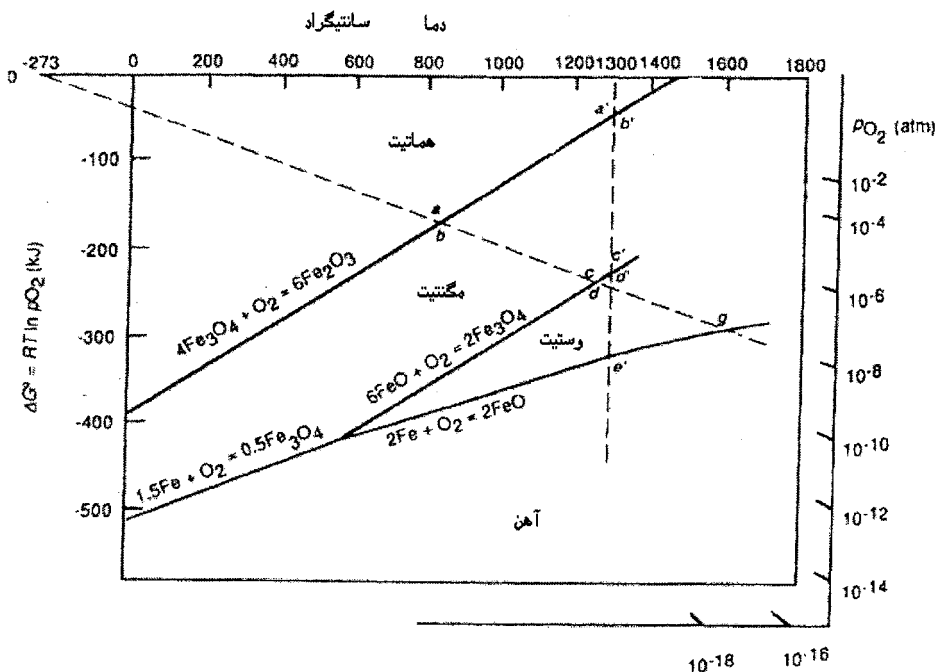


مقدار  $\Delta G^\circ$  واکنش (۱۴-۲) از رابطه (۱۵-۲) برحسب ژول بر مول بدست می‌آید

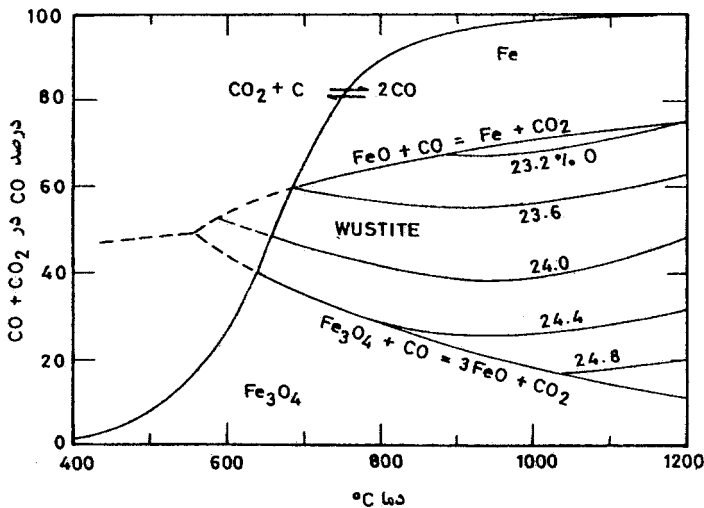
: [۱۵،۳]



شکل ۲-۳: نمودار پایداری ترمودینامیکی سیستم آهن و اکسیدهای آن برحسب دما و فشار جزیی اکسیژن [۱۳، ۱۰]



شکل ۲-۴: نمودار پایداری ترمودینامیکی سیستم آهن و اکسیدهای آن بر حسب  $\Delta G^0$  و دما [۱۳]



شکل ۲-۵: نمودار تعادلی سیستم آهن - کربن - اکسیژن [۷]

$$\Delta G^{\circ} = -564000 + 176T \text{ J/mol} \quad (15-2)$$

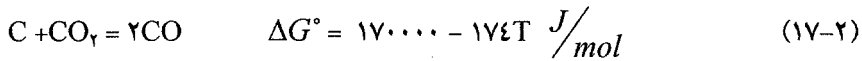
با محاسبه ثابت تعادل واکنش (۱۵-۲)، رابطه (۱۶-۲) بدست می آید:

$$-2RT \ln \left( \frac{P_{CO_2}}{P_{CO}} \right) + RT \ln P_{O_2} = -564000 + 176T \quad (16-2)$$

حال با استفاده از رابطه (۱۳-۲) در یک  $Y$  مشخص و در هر دمایی، مقدار فشار جزئی اکسیژن مشخص می شود. سپس با داشتن مقدار فشار جزئی اکسیژن، از رابطه (۱۶-۲) مقدار  $\frac{P_{CO_2}}{P_{CO}}$  بدست آمده و در نهایت فشار جزئی منواکسید کربن و همچنین درصد گاز منواکسید کربن در فشار کل یک اتمسفر بدست می آید. این کار را می توان برای سایر مقادیر  $Y$  انجام داد تا کلیه خطوط منطقه همگن رسم شود.

### ۲-۱-۱-۲ واکنش بودوارد

واکنش بودوارد اهمیت زیادی در احیاء اکسیدهای آهن دارد. در مناطقی از کوره بلند که دما به اندازه کافی بالا است گاز دی اکسید کربن براساس واکنش (۱۷-۲) با کربن ترکیب شده و منواکسید کربن تولید می شود. این واکنش گرماگیر است [۱۵]:



انرژی اکتیواسیون این واکنش بسیار زیاد است از این رو سرعت واکنش در دماهای پایین بسیار آهسته است. واکنش (۱۷-۲) نشان می دهد که از سوختن کربن، مخلوط CO و CO<sub>2</sub> تولید می شود و از طرفی مخلوط CO/CO<sub>2</sub> پتانسیل ایجاد کربن را دارند. اگر واکنش به صورت (۱۷-۲) نوشته شود که محصول گاز منواکسید کربن است، واکنش را گازی شدن کربن نامیده و چنانچه واکنش به صورت (۱۸-۲) نوشته شود آن را رسوب کربن می نامند:



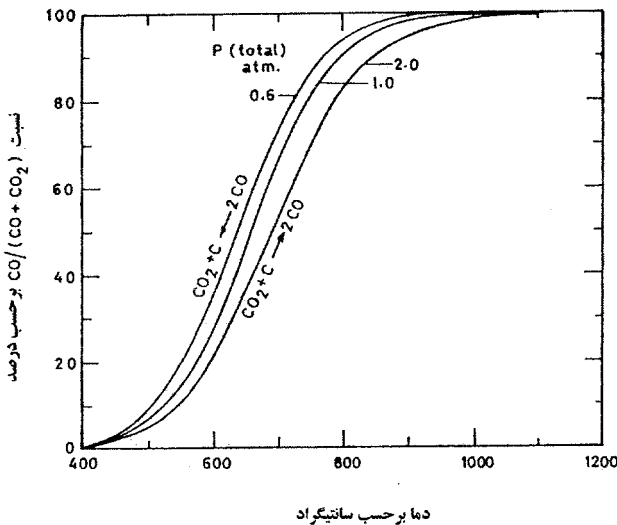
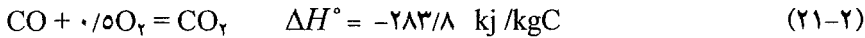
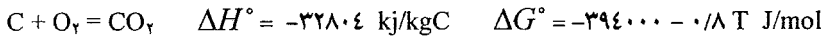
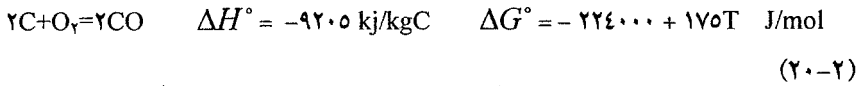
واکنش (۱۸-۲) گرمازا است اما در حالت گازی شدن کربن، واکنش بشدت گرماگیر است. واکنش گازی شدن کربن اهمیت زیادی در کوره بلند دارد. این واکنش در دماهای بالا (عمدتاً بالاتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد) رخ می دهد و در نتیجه مقدار زیادی از حرارت تولیدی در اثر سوختن کک را مصرف می کند. واکنش رسوب کربن عمدتاً در دماهای کم غالب است و در نتیجه بیشتر در نقاط بالاتر کوره بلند که دما کم است (دمای

۵۵۰-۵۰۰ درجه سانتیگراد) رخ می‌دهد (در این رابطه در بخشهای بعد بحث خواهد شد). هنگامی که اکسید آهن توسط گاز منواکسید کربن احیاء شود و گاز دی‌اکسید کربن حاصل به جای خروج از کوره بلند، براساس واکنش بودوارد به منواکسید کربن تبدیل شود این حالت را احیاء مستقیم می‌نامند زیرا مجموع این واکنشها مانند حالت احیاء اکسید آهن با کربن است.

شکل (۲-۶) ارتباط تعادلی بین ترکیب گاز در حضور کربن در دماهای مختلف را نشان می‌دهد. چون دو مول CO از یک مول CO<sub>۲</sub> تولید می‌شود پس واکنش بودوارد به فشار بستگی دارد. منحنی هم فشار شکل (۲-۶) نشان می‌دهد که در هر دمایی درصد تعادلی CO<sub>۲</sub> با افزایش فشار کل زیاد می‌شود. در کوره بلند متوسط فشار جزئی مخلوط (CO+CO<sub>۲</sub>) حدود ۰/۷-۰/۶ اتمسفر است [۷]. با توجه به شکل (۲-۶)، پایداری گاز CO با کاهش دما و افزایش فشار کل کاهش می‌یابد. بیشترین ناپایداری در محدوده دمایی ۸۰۰-۶۰۰ درجه سانتیگراد است. سرعت واکنش در دماهای کمتر از ۴۰۰ درجه سانتیگراد بسیار آهسته می‌شود و در این حالت مقدار ناچیزی از CO به CO<sub>۲</sub> و کربن تجزیه می‌شود. این واکنش در حضور کاتالیزورهایی که مکان‌های هسته‌گذاری را برای رسوب کربن فراهم کند تشدید می‌شود. در حضور کاتالیزور سرعت واکنش رسوب کربن در دمای بالاتر از ۴۰۰ درجه سانتیگراد تشدید می‌شود و در محدوده دمایی ۵۵۰-۵۰۰ درجه سانتیگراد به بیشترین مقدار می‌رسد. بعد از آن سرعت کاهش یافته و در دمای بالاتر از ۸۵۰ درجه سانتیگراد واکنش پایان می‌یابد. کاتالیزورهای مناسب برای این منظور اکسیدهای آهن تازه احیاء شده یا آهن فلزی می‌باشند [۷]. واکنش بودوارد هم چنین تابع اکتیویته کربن می‌باشد پس در دمای ثابت انتظار است با کاهش اکتیویته کربن، مقدار CO<sub>۲</sub> زیاد می‌شود. عبارت دیگر واکنش در جهت تولید دی‌اکسید کربن پیش می‌رود.

#### ۲-۲-۱-۲ سوختن کربن

سوختن کربن و تولید CO یا CO<sub>۲</sub> قسمت اعظم حرارت را در کوره بلند تأمین می‌کند. در زیر تغییرات آنتالپی  $\Delta H$  و انرژی آزاد گیبس  $\Delta G^\circ$  واکنش سوختن کربن و منواکسید کربن با اکسیژن در دمای ۲۹۸ درجه کلوین آمده است [۱۵،۳]:



شکل ۲-۶: تعادل بین اجزای واکنش بودوارد با تغییرات دما و فشار [۷]

سوختن کامل کربن، حرارت بیشتری تولید می‌کند اما درحالتی که سوختن ناقص است، گاز منواکسید کربن تولید می‌شود که خود بعنوان یک عامل احیاکننده عمل می‌کند. سوختن کربن به CO تنها ۲۸ درصد از کل حرارتی را که مربوط به احتراق کامل کربن است می‌دهد در حالیکه تولید CO<sub>۲</sub> بیشترین مقدار گرمای ممکن را تولید می‌کند. یکی از ویژگی‌های بارز طراحی کوره بلند این است که ۴۰-۳۰ درصد کربن کک تبدیل به CO<sub>۲</sub> و بقیه آن به CO تبدیل می‌شود بنابراین حرارت زیادی در کوره بلند ایجاد می‌شود [۷]. بایستی توجه کرد که مقادیر ذکر شده در واکنش‌های بالا برای کربن خالص است و برای موادی مثل کک و یا ذغال که درصد کربن کمتری دارند این مقادیر کاهش می‌یابد. چون

کک یک ماده جامد حفره‌دار است از این رو سرعت واکنش آن با گاز  $\text{CO}_2$  بستگی به مراحل مختلف زیر دارد:

۱- انتقال مواد واکنشگر (مانند اکسیژن و یا دی‌اکسید کربن) از طریق نفوذ از لایه مرزی گاز به سطح واکنش و محصول گازی ( $\text{CO}$ ) از سطح واکنش به خارج.

۲- انتقال جرم مواد واکنشگر و محصولات گازی درون ذرات کک (نفوذ از میان حفره‌ها).

۳- جذب واکنشگرهای گازی بر روی سطح کربن کک و دفع محصولات گازی (واکنش شیمیایی).

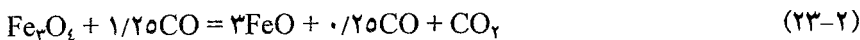
#### ۲-۱-۳) بررسی بهره شیمیایی در سیستم Fe-C-O

یکی از موارد استفاده نمودار تعادلی (Fe-C-O) (شکل ۲-۵) تعیین مقدار غلظت تعادلی گاز  $\text{CO}$  برای احیاء اکسیدهای آهن است. بطور کلی برای هر یک از منحنی‌های تعادلی نشان داده شده در شکل (۲-۵)، چنانچه یک خط عمودی از محور دما (در هر دمایی) رسم شود تا منحنی تعادلی اکسید مورد نظر را قطع کند سپس از محل تقاطع با رسم یک خط افقی که محور عمودی (درصد  $\text{CO}$  در مخلوط  $\text{CO} + \text{CO}_2$ ) را قطع کند می‌توان مقدار تعادلی گاز  $\text{CO}$  را در هر دمایی برای هر منحنی تعادلی اکسید آهن بدست آورد. برای انجام این کار در محدوده پایداری وستیت باستی علاوه بر دما مقدار  $Y$  هم معلوم باشد. با توجه به توضیحات بالا و براساس نمودار (۲-۵) مشخص می‌شود که برای احیاء  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  به  $\text{FeO}$  در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد غلظت تعادلی گاز  $\text{CO}$  حدود ۲۰ درصد است در حالیکه برای احیاء  $\text{FeO}$  به  $\text{Fe}$  این مقدار ۷۰ درصد است بعبارت دیگر، نسبت تعادلی گاز  $\text{CO}$  به  $\text{CO}_2$  برای انجام احیاء مگنتیت به وستیت باستی بیش از ۰/۲۰ باشد در حالیکه این نسبت برای احیاء کامل وستیت به آهن باید بیشتر از ۰/۷ باشد. این مسئله نشان می‌دهد که احیاء وستیت به آهن به گاز بسیار غنی از  $\text{CO}$  نیاز دارد. این مطلب را می‌توان با تعریف بهره شیمیایی بهتر نشان داد. بهره شیمیایی گاز  $\text{CO}$  یعنی درصدی از گاز  $\text{CO}$  که صرف احیاء اکسید آهن شده است. بهره شیمیایی را با استفاده از رابطه (۲-۲۲) می‌توان بدست آورد [۸،۷].

$$\eta_{CO} = \frac{\%CO_2}{(\%CO + \%CO_2)} \quad (22-2)$$

با توجه به رابطه (۲۲-۲) و شکل (۲-۵) با داشتن غلظت تعادلی گاز CO در هر دمایی و کسر آن از ۱۰۰ به راحتی بهره شیمیایی بدست می آید. بر این اساس بهره شیمیایی برای احیاء مگنتیت به وستیت در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد حدود ۸۰ درصد است در حالیکه برای احیاء وستیت به آهن در همین دما بهره شیمیایی ۳۰ درصد است. مقدار بهره شیمیایی برای احیاء هماتیت به مگنتیت در این دما ۱۰۰ درصد است. از مشاهده رابطه (۲۲-۲) و با توجه به اینکه درصد گازهای CO و CO<sub>۲</sub> همان درصدهای مولی آنهاست معلوم می شود که برای کامل شدن احیاء یک مول مگنتیت به وستیت در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد به ۱/۲۵ مول گاز CO نیاز است و برای احیاء کامل ۱ مول وستیت به آهن به ۳/۳ مول گاز CO نیاز است. پس برای دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد واکنش های زیر را می توان نوشت

: [V]

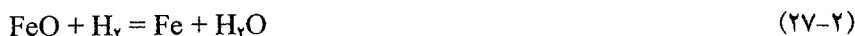


فرآیند احیاء در کوره بلند را می توان در سه مرحله تشریح کرد. گاز CO که در قسمت های پایین تولید شده بلافاصله صرف احیاء FeO به Fe می شود سپس گاز خروجی این مرحله که بهره شیمیایی آن تا حدودی کم شده است صرف احیاء مگنتیت به وستیت می شود زیرا همانطور که مشاهده شد بهره شیمیایی احیاء FeO به Fe کم است (بعنوان مثال در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد حدود ۳۰٪ است) بنابراین گاز حاصل از احیاء آهن از وستیت هنوز بهره شیمیایی کافی برای احیاء سایر اکسیدهای آهن را دارد. پس در مرحله دوم، گاز خروجی احیاء وستیت صرف احیاء مگنتیت شده و گاز خروجی از این مرحله که مقدار CO آن بسیار کم است (پتانسیل احیایی ضعیفی دارد)، برای احیاء هماتیت به مگنتیت مصرف شده که به کمترین مقدار پتانسیل احیایی نیاز دارد. بعبارت دیگر احیاء هماتیت به مگنتیت در بالای کوره بلند و با گازی که پتانسیل احیایی کمی دارد انجام می شود. با توجه به اینکه مقدار CO تعادلی لازم برای احیاء هماتیت به مگنتیت بسیار کم است، می توان احیاء را به دو مرحله تقسیم نمود. قسمت اعظم هماتیت و مگنتیت در نقاط بالای کوره بلند احیاء شده در حالیکه احیاء وستیت در قسمت های میانی و عمدتاً پایین

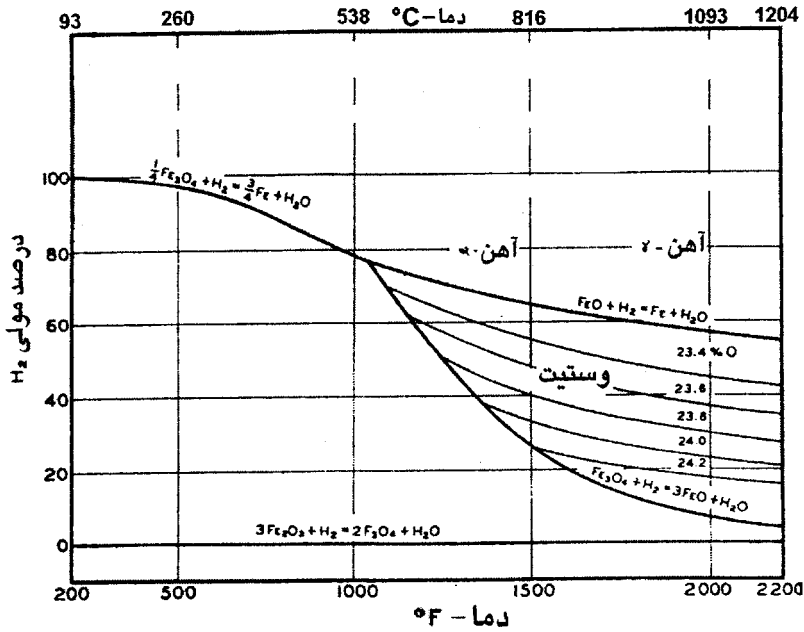
کوره بلند جایی که دما حدود ۱۰۰۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد است رخ می دهد. احیاء وستیت به آهن حدود دو سوم از طول کوره بلند را در بر می گیرد.

۲-۲-۲) سیستم Fe-O-H (احیاء با گاز H<sub>۲</sub>)

واکنش های احیاء اکسیدهای آهن در این سیستم به صورت زیر است [۸،۷،۳]:

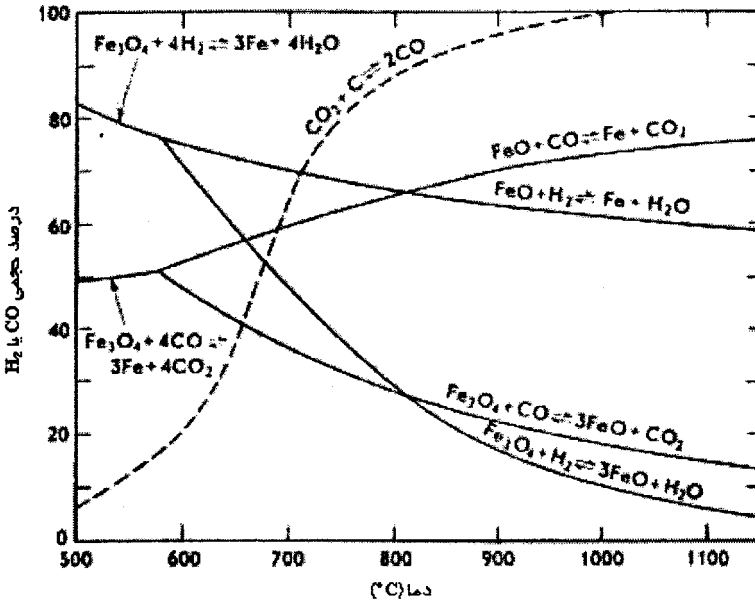


واکنش های بالا همگی مستقل از فشار می باشند. فازهای مختلف اکسیدهای آهن در تعادل با مخلوط گازی H<sub>۲</sub>/H<sub>۲</sub>O در شکل (۷-۲) نشان داده شده است. هماتیت در حضور مقادیر بسیار کم H<sub>۲</sub> در مخلوط گازی H<sub>۲</sub>/H<sub>۲</sub>O احیاء می شود. از این رو خط تعادل فازهای هماتیت - مگنتیت منطبق بر محور دما است. طریقه رسم این منحنی ها مانند سیستم تعادلی مخلوط گازی منواکسید کربن - دی اکسید کربن است با این تفاوت که در این حالت واکنش بود وارد رخ نمی دهد. محاسبات ترمودینامیکی نشان می دهد که در حالت احیاء با مخلوط گازی H<sub>۲</sub>/H<sub>۲</sub>O کلیه واکنش ها به جز احیاء هماتیت به مگنتیت گرماگیر می باشند. این مورد در شکل (۷-۲) مشاهده می شود زیرا شیب این منحنی ها با افزایش دما افزایش می یابد و در نتیجه احیاء مگنتیت به وستیت و وستیت به آهن با افزایش دما آسان تر و اقتصادی تر می شود زیرا مقدار هیدروژن لازم در مخلوط گازی H<sub>۲</sub>/H<sub>۲</sub>O با افزایش دما کمتر شده بعبارت دیگر بهره شیمیایی گاز احیا کننده بالاتر می رود. این مورد برعکس حالت احیاء با مخلوط CO/CO<sub>۲</sub> است (به شکل ۵-۲ رجوع شود).



شکل ۲-۷: نمودار تعادلی سیستم آهن - هیدروژن - اکسیژن [۶]

در شکل (۲-۸) منحنی‌های تعادلی دو سیستم (Fe-H-O) و (Fe-C-O) برحسب دما آمده است. علاوه بر آن منحنی واکنش بودوارد هم در شکل رسم شده است. مشاهده این دو سیستم در یک شکل مطالب مطرح شده در این بخش و بخش‌های پیشین را به خوبی شرح می‌دهد.



شکل ۲-۸: نمودارهای تعادلی سیستم‌های آهن - کربن - اکسیژن و آهن - هیدروژن - اکسیژن [۱۵]

شکل (۲-۸) نشان می‌دهد منحنی‌های تعادلی دو سیستم (Fe-H-O) و (Fe-C-O) یکدیگر را در دمای ۸۲۱ درجه سانتیگراد قطع می‌کنند. بعبارت دیگر در دمای ۸۲۱ درجه سانتیگراد گازهای  $H_2$  و  $CO$  قدرت احیاء کنندگی مشابه دارند. از نظر ترمودینامیکی قدرت احیاء کنندگی  $CO$  در دماهای کمتر از ۸۲۱ بیشتر است زیرا احیاء و ستیت با  $CO$  گرمازا است و با کاهش دما به درصد کمتری از  $CO$  در گاز احیاء کننده نیاز است اما کاهش دما خطر رسوب کربن و دوده‌زایی را به همراه دارد. برای مقایسه قدرت احیاء کنندگی گازهای هیدروژن و منواکسید کربن، بهره شیمیایی احیاء  $Fe$  به  $FeO$  با گازهای  $CO$  و  $H_2$  در دماهای مختلف در جدول (۲-۱) آمده است.

جدول ۲-۱: مقایسه بهره شیمیایی احیاء وستیت به آهن در دماهای گوناگون با گاز هیدروژن و منواکسید کربن [۷]

| دما (سانتیگراد) | ۱۰۰۰ | ۹۰۰ | ۸۲۱ | ۷۰۰ | ۵۷۵ |
|-----------------|------|-----|-----|-----|-----|
| $\eta_{H_2}$    | ٪۴۰  | ٪۳۷ | ٪۳۳ | ٪۳۰ | ٪۲۰ |
| $\eta_{CO}$     | ٪۲۷  | ٪۳۰ | ٪۳۳ | ٪۴۰ | ٪۵۰ |

جدول (۱-۲) نشان می‌دهد با افزایش دما، قدرت احیاء کنندگی هیدروژن زیاد شده ولی قدرت احیاء کنندگی CO کاهش می‌یابد. مطابق با جدول بالا در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد می‌توان نوشت:

$$\eta_{H_2} = 1/2 \eta_{CO} \quad (29-2)$$

بهره شیمیایی گاز هیدروژن مشابه با گاز منواکسید کربن از رابطه (۲-۳۰) بدست می‌آید [۸،۷]:

$$\eta_{H_2} = \frac{\%H_2O}{(\%H_2 + \%H_2O)} \quad (30-2)$$

برای احیاء وستیت به آهن توسط گاز هیدروژن در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد با توجه به اینکه  $\eta_{H_2} = 37\%$  و با توجه به رابطه (۲-۳۰)، حداقل ۲/۷ مول هیدروژن برای احیاء یک مول وستیت لازم است. در حالیکه با توجه به بهره شیمیایی احیاء وستیت به آهن با گاز CO در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد که حدود ۳۰ درصد است ۳/۳ مول گاز CO برای احیاء یک مول وستیت لازم است (معادله ۲-۲۴). این موارد در معادلات (۲-۳۱) و (۲-۲۴) آمده است.

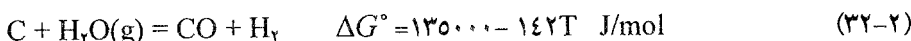


از مقایسه معادله (۲-۳۱) با معادله (۲-۲۴) مشخص می‌شود که در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد یک کیلوگرم هیدروژن تقریباً با ۷/۲-۷/۳ کیلوگرم کربن معادل است. این مورد نشان‌دهنده بازده بهتر احیاء وستیت با هیدروژن در دماهای بالا است. تحقیقات نشان داده که حتی ۱ درصد رطوبت در کوره بلند سرعت احیاء اکسیدهای آهن با گاز منواکسید کربن را حدود ۵-۶/۵ درصد افزایش می‌دهد [۷]. این موارد سبب شده که استفاده از مخلوط گازی CO/CO<sub>2</sub> و H<sub>2</sub>/H<sub>2</sub>O همراه با هم برای احیاء اهمیت زیادی پیدا

کند. استفاده از این مخلوط گازی در واکنش‌های احیاء حالت جامد (احیاء مستقیم) که در روش‌های میدرکس یا HYL استفاده می‌شود کاربرد زیادی دارد [۸].

### ۳-۲) سیستم C-O-H

در این سیستم واکنش معروف آب - گاز و واکنش کربن با آب رخ می‌دهد  
[۱۵۸،۷]:



واکنش (۳۲-۲) شبیه به واکنش بودوارد است و در دماهای بالاتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد رخ می‌دهد. در دماهای کمتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد هیدروژن از طریق واکنش گاز - آب تولید می‌شود. این واکنش در محدوده دمای ۸۰۰-۱۰۰۰ درجه سانتیگراد به سرعت به تعادل می‌رسد. این مورد احتمالاً بدلیل حضور آهن است که بعنوان کاتالیزور عمل می‌کند. نقش کاتالیزوری آهن در نقاط بالایی کوره بلند که دما در محدوده ۶۰۰-۷۰۰ درجه سانتیگراد است و آهن فلزی حضور ندارد مشخص می‌شود زیرا در این نقاط با آنکه ثابت تعادل واکنش گاز - آب به مراتب بیشتر از دماهای پایین کوره بلند است، اما واکنش به سختی به تعادل می‌رسد [۷]. با مقایسه واکنش سوختن کربن با هوا و آب (واکنشهای ۲-۲ و ۳۲-۲) مشخص می‌شود در واکنش (۳۲-۲) به ازای یک مول کربن، دو مول گاز احیاکننده یعنی گاز هیدروژن و منواکسید کربن بدست می‌آید. محصولات واکنش سوختن کربن با آب، گاز شکم کوره بلند (گاز بوش<sup>۱</sup>) نام دارد [۷]. استفاده از بخار آب در کوره بلند (دمش هوای مرطوب در کوره بلند) مزایای متعددی دارد که در بخشهای بعد بحث خواهد شد. با بررسی واکنش‌های بالا مشخص می‌شود که واکنش گرماگیر کربن با آب در پایین کوره بلند اثر زیادی در کاهش دمای این مناطق دارد.

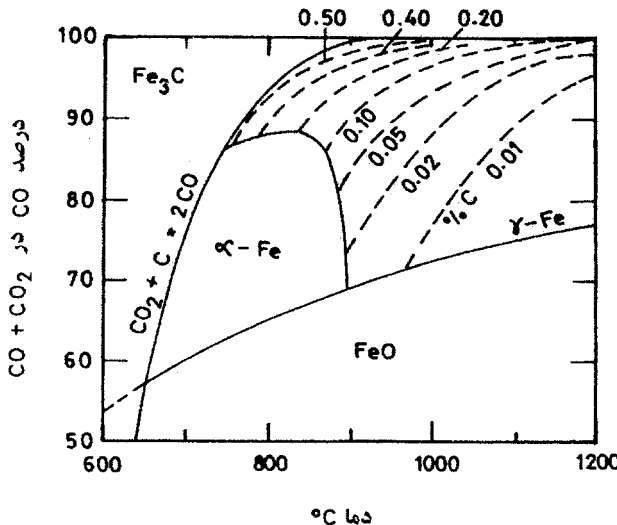
واکنش گاز - آب نشان می‌دهد که مصرف گاز CO در حضور مخلوط گازی  $H_2/H_2O$  افزایش می‌یابد. پس نسبت CO به  $CO_2$  در گاز خروجی نمی‌تواند بعنوان معیاری برای بازده سوخت کوره بلند مطرح باشد. نسبت قابل قبول در این حالت عبارت است از

، زیرا  $\frac{CO + H_2}{CO_2}$  از واکنش گاز - آب و واکنش‌های احیاء اکسیدهای آهن با CO تولید می‌شود. پس بهره شیمیایی در هنگامیکه از مخلوط گازهای احیاءکننده  $H_2/H_2O$  و  $CO/CO_2$  استفاده شود از رابطه (۲-۳۴) بدست می‌آید [۸،۷]:

$$\eta_{CO, H_2} = \frac{(\%CO_2 + \%H_2O)}{(\%CO + \%CO_2 + \%H_2 + \%H_2O)} \quad (2-34)$$

### ۲-۴) کربوره شدن آهن

گاز CO علاوه بر آنکه یک عامل احیاءکننده است بدلیل واکنش رسوب کربن می‌تواند بعنوان یک عامل کربن‌زا محسوب شود. درصد تقریبی کربن در آهن در ناحیه پایداری آهن جامد در شکل (۲-۹) نشان داده شده است. براساس این شکل از نظر تئوری امکان احیاء آهن با جذب مقدار کربن بیش از ۰/۵ درصد وجود دارد. بایستی توجه کرد که واکنش احیاء وستیت با کربن بشدت گرماگیر است.



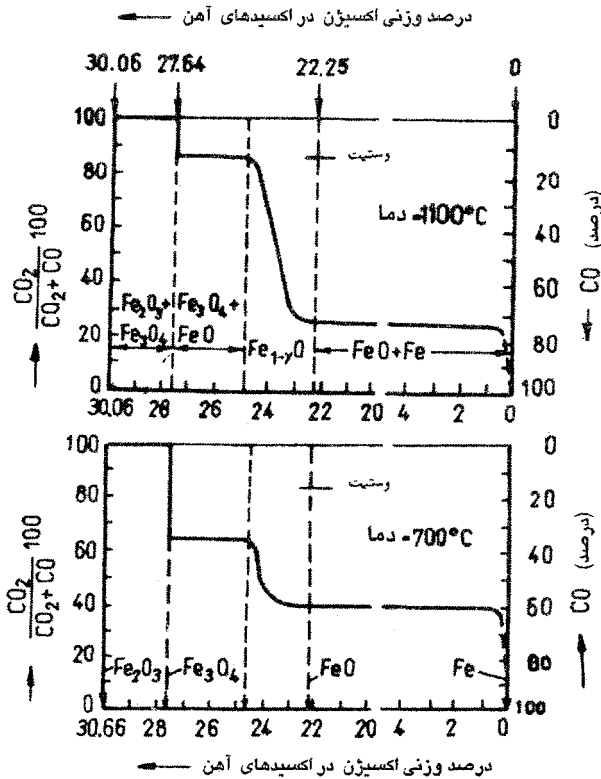
شکل ۲-۹: مقدار کربن تعادلی آهن در مخلوط گازی  $CO/CO_2$  در دماهای مختلف و فشار کل ۰/۴ اتمسفر [۷]

## ۲-۵) تأثیر انواع ناخالصی بر شرایط احیاء اکسیدهای آهن

همانطور که در فصل اول بیان شد کانی‌های آهن معمولاً بصورت اکسید خالص نیستند و مقدار قابل توجهی ناخالصی از قبیل ترکیبات سیلیسیم، آلومینیم، منیزیم، کلسیم و... با خود حمل می‌کنند. این ناخالصی‌ها در کوره بلند با اکسید آهن واکنش داده و شرایط احیاء را تغییر می‌دهند. برای بررسی این تغییرات از آزمایشهای احیاء در شرایط همدم و رسم منحنی‌های کاهش اکسیژن برحسب درصد CO یا هیدروژن در گاز احیاکننده استفاده می‌شود. برای روشن شدن موضوع ابتدا منحنی کاهش اکسیژن اکسیدهای آهن در شرایط همدم و برای دماهای ۷۰۰ و ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد مطالعه می‌شود. چنانکه در شکل (۲-۱۰) ملاحظه می‌شود، مقدار گاز احیاکننده یا بعبارت دیگر خاصیت احیاءکنندگی مخلوط گاز در حد فاصل بین دو فاز (بعنوان مثال بین فازهای آهن و وستیت یا وستیت و مگنتیت) ثابت می‌ماند یعنی تا هنگامیکه اکسید آهن با پتانسیل اکسیژن بیشتر کاملاً احیاء نشده، ترکیب گاز ثابت می‌ماند. در صورت ادامه عمل احیاء برای رسیدن به اکسیدهای پایین‌تر می‌بایست خاصیت احیاءکنندگی مخلوط گازی متناسب با نمودار (۲-۱۰) افزایش یابد تا احیاء اکسیدهای آهن امکان‌پذیر باشد.

با توجه به شکل (۲-۱۰) احیاء کامل هماتیت به مگنتیت با مقدار کمی گاز CO در مخلوط گازی امکان‌پذیر است. هرگاه تمامی هماتیت به مگنتیت تبدیل شود، آنگاه احیاء مگنتیت به وستیت با افزایش مقدار گاز CO تا حد معینی در مخلوط گاز احیاکننده امکان‌پذیر می‌باشد. برای ادامه احیاء فاز وستیت در منطقه همگن، می‌بایست درجه احیاءکنندگی گاز را متناسب با ترکیب وستیت تغییر داد تا وستیت به آهن تبدیل شود. بعنوان مثال در دمای ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد می‌بایست مقدار CO را از ۱۵ درصد به ۷۵ درصد رساند تا مقدار اکسیژن موجود در وستیت از ۲۵/۵ درصد به ۲۳/۲۵ درصد کاهش یابد ( $Fe_{0.75}O$ ). ادامه احیاء این اکسید به آهن با همان ترکیب گاز احیاکننده امکان‌پذیر بوده و افزایش درجه احیاءکنندگی مخلوط گاز ضروری نیست. با توجه به نمودار (۲-۱۰) معلوم می‌شود منحنی‌های کاهش اکسیژن اکسیدهای آهن با تغییر دما، تغییر مکان می‌دهند، بعبارت دیگر ترکیب گاز احیاکننده برای احیاء اکسید مشخصی از آهن برحسب درجه حرارت تغییر می‌کند. مثلاً در حالیکه برای احیاء مگنتیت به وستیت در دمای ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد گاز احیاکننده باید حداقل دارای ۱۵ درصد CO باشد، برای احیاء مگنتیت به

وستیت در دمای ۷۰۰ درجه سانتیگراد به گازی با حداقل ۳۵ درصد منواکسید کربن نیاز است.

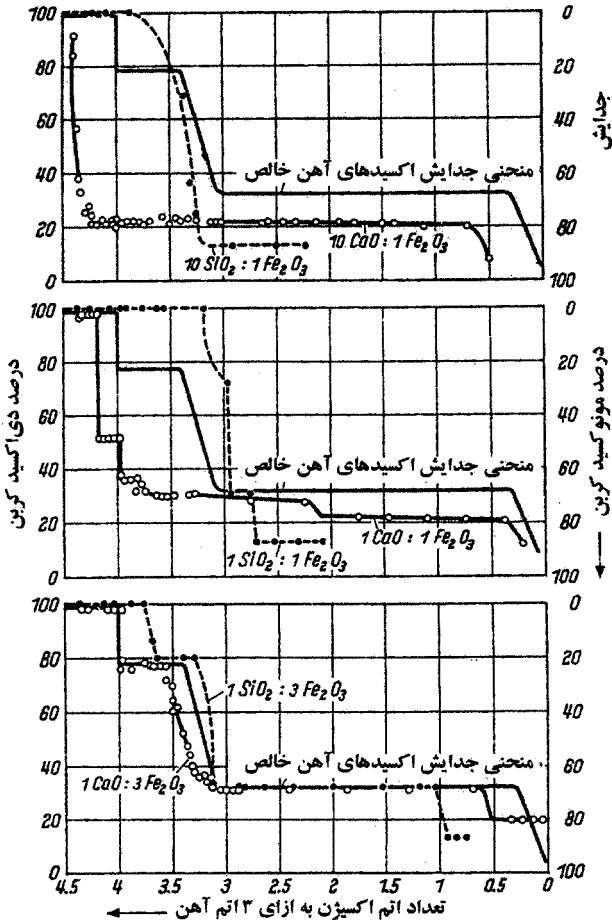


شکل ۲-۱۰: نمودار کاهش اکسیژن اکسیدهای آهن در دماهای ۷۰۰ و ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد [۱۴]

با توجه به نمودار (۲-۱۰) مشخص می‌شود منحنی‌های کاهش اکسیژن اکسیدهای آهن با تغییر دما، تغییر مکان می‌دهند، بعبارت دیگر ترکیب گاز احیا کننده برای احیاء اکسید مشخصی از آهن بر حسب درجه حرارت تغییر می‌کند. مثلاً در حالیکه برای احیاء مگنتیت به وستیت در دمای ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد گاز احیا کننده باید حداقل دارای ۱۵ درصد CO باشد، برای احیاء مگنتیت به وستیت در دمای ۷۰۰ درجه سانتیگراد به گازی با حداقل ۳۵ درصد منواکسید کربن نیاز است.

مهمترین ناخالصیها در سنگ آهن از نظر مقدار، سیلیس و آهک است، بعبارت دیگر چون مقدار سیلیس و آهک دربار کوره بلند بیشتر از سایر مواد است، پس تأثیر این دو ماده بر شرایط احیاء اکسیدهای آهن را بایستی بررسی کرد. با توجه به شکل (۲-۱۱) چنانچه سنگ آهن شامل سیلیس باشد، احیاء اکسیدهای آهن تا مرحله وستیت آسان می شود یعنی برای تبدیل مگنتیت به وستیت به درصد کمتری CO در مخلوط گاز احیاکننده نیاز است (گاز احیاکننده رقیق تر است) زیرا هنگامیکه سیلیس در محیط باشد، وستیت با آن ترکیب شده و فاز فایالیت ( $2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2$ ) را بوجود می آورد. بعلت کم شدن اکتیویته FeO نسبت به حالت خالص، درصد CO در گاز احیاکننده کاهش می یابد بعبارت دیگر احیاء به مگنتیت آسانتر می شود ولی احیاء وستیت بعلت اینکه با سیلیس ترکیب شده است مشکل تر می شود یعنی به درصد بیشتری از CO در مخلوط گاز احیاکننده نیاز است (در مقایسه با وستیت خالص). این تأثیر سیلیس بر شرایط احیاء متناسب با مقدار سیلیس موجود در سنگ آهن است و با تغییر مقدار آن، شرایط براساس منحنی های (۲-۱۱) تغییر می کند.

در صورت وجود آهک در سنگ آهن یا دربار کوره بلند، آهک با هماتیت ترکیب شده و انواع فریتهای کلسیم را بوجود می آورد در نتیجه احیاء هماتیت از همان ابتدا مشکل می شود (در رابطه با واکنشهای آهک با اکسیدهای آهن در فصل سوم مفصلاً بحث شده است). بنابراین می توان گفت که چنانچه هر یک از اکسیدهای آهن با ناخالصیها ترکیب شود، احیاء آن اکسید از دید ترمودینامیکی مشکل تر می شود زیرا خط تعادل آن در جهت کاهش فشار اکسیژن تغییر مکان می دهد. چنانچه محصولات واکنش احیاء با ناخالصیها ترکیب شوند و یا مثلاً در ماده ای دیگر حل شوند شرایط احیاء آسانتر می شود. در کوره بلند ترکیب بار بصورتی انتخاب می شود که ناخالصیها با یکدیگر ترکیب شده و بصورت سرباره جمع آوری شوند و بدین ترتیب ضمن جدا کردن ناخالصیها از آهن احیاء شده، اثر منفی آنها بر شرایط احیاء از بین می رود. بعنوان مثال با افزودن آهک به سنگ آهن حاوی سیلیس، شرایط ایده آل برای احیاء اکسیدهای آهن و جدا کردن ناخالصیها بوجود می آید. در این رابطه در بخشهای بعد بحث شده است.



شکل ۲-۱۱: نمودارهای تعادلی اکسیدهای آهن همراه با مقادیر مختلف آهک و سیلیس [۱۰]

## فصل ۳

### آماده کردن بار کوره بلند

#### ۳-۱ مقدمه

پیشرفت سریع صنایع تولید آهن و فولاد بخصوص افزایش ظرفیت تولید که از اوایل قرن بیستم میلادی شروع شد، نیاز به آماده‌سازی مواد اولیه مورد مصرف این صنایع را تشدید نمود و بالعکس شناخت روش‌های جدید آماده‌سازی بار و استفاده از این روش‌ها خود باعث پیشرفت و بالا رفتن بازده تولید این صنایع گردید. مواد اولیه استخراج شده از معدن به دو علت نمی‌توانند مستقیماً در کوره‌های تولید و استخراج فلزات مصرف شوند. یکی به دلایل فیزیکی یعنی مناسب نبودن دانه‌بندی مواد و حالت فیزیکی سنگ معدن (عمدتاً به علت نرمه بودن و ریز بودن دانه‌ها) مانند کنستانتره سنگ آهن که بعلت نرم بودن قابل استفاده در کوره بلند نیست و باید با روش یا روشهای مشخص به صورت قابل استفاده درآید. دیگر به علت شیمیایی یعنی مناسب نبودن ترکیبات شیمیایی مواد برای عملیات استخراجی که در این مورد تشویه سولفیدها و تکلیس کربنات‌ها را می‌توان نام برد.

معمولاً هر سنگ معدن یا کانه قبل از اینکه به منظور تبدیل به فلز در اختیار مصرف کننده قرار گیرد تحت یکسری عملیات مقدماتی که مجموعه آنها را آرایش و تغلیظ می نامند قرار می گیرد. منظور از این عملیات عموماً این است که یا کانی به شکل مخصوصی درآید یا اینکه تغلیظ شده و یا ترکیب شیمیایی آن عوض شود که بر حسب مورد، می توان آن را به دو بخش آرایش فیزیکی و آرایش شیمیایی تقسیم نمود:

۱- آرایش شیمیایی شامل تکلیس و تشویه

۲- آرایش فیزیکی. هنگام آرایش فیزیکی ممکن است مقدار درصد عناصر مورد نظر بطور عمدی افزایش یابد یا ثابت بماند بنابراین شامل دو حالت زیر خواهد بود:

الف) عیار کانه تغییر قابل توجهی نمی کند یا به عبارت دیگر هدف از این کار پرعیار کردن نیست. این عملیات به قرار زیر است:

۱- کاهش ابعاد کانه شامل شکستن، نرم کردن و پودر کردن.

۲- تنظیم ابعاد کانه شامل الک کردن یا سرند کردن.

۳- افزایش ابعاد کانه شامل کلوخه سازی<sup>۱</sup>، گندله سازی<sup>۲</sup> و خسته سازی<sup>۳</sup>.

ب) عیار کانه افزایش قابل توجهی پیدا می کند. عملیاتی که در این حالت انجام

می شود به قرار زیر است:

۱- معلق نمودن ذرات کانه در داخل یک سیال و جدا کردن اجزاء در اثر اختلاف

وزن مخصوص.

۲- استفاده از خواص مغناطیسی کانه و جدا کردن اجزاء بوسیله دستگاههای مغناطیسی

و الکترواستاتیک.

۳- استفاده از خواص فیزیکی و شیمیایی کانه و جدا کردن اجزاء آن بوسیله عملیات

فلوتاسیون.

در این فصل تحت عنوان آرایش فیزیکی کانه تنها عملیات آگلومراسیون کانی های

آهن مورد بحث قرار خواهد گرفت و سایر عملیات در درس تغلیظ مواد مطرح می شود.

عملیات تکلیس کربناتها و تشویه سولفیدها نیز تحت عنوان آرایش شیمیایی بررسی خواهد

شد.

### ۲-۳) مروری بر تاریخچه و روشهای آگلومراسیون و آماده سازی بار کوره بلند

توجه به مسئله آماده کردن بار کوره بلند مربوط به اواخر قرن نوزدهم میلادی است. اگر چه در سالهای قبل از ۱۹۰۰ میلادی نیز روشهایی برای آگلومره کردن غبار کوره ها و پودر کانی ها اتخاذ گردیده بود، اما اولین مطالب منتشر شده در زمینه اهمیت تنظیم و آماده سازی بار کوره بلند مربوط به سالهای بعد از ۱۹۳۰ می باشد. در آمریکا در سال ۱۹۳۰ مقاله ای توسط اس. پی. کنی<sup>۱</sup> چاپ شد که در آن تأکید شده بود که ابعاد سنگ آهن و دیگر موارد شارژ شونده در کوره بلند باید دقیقاً قبل از شارژ شدن کنترل شود و شارژ با دانه های کمتر از ۵ میلیمتر بسیار مضر می باشد زیرا باعث تجمع در مناطق معینی از تنوره کوره بلند باعث انسداد می شود، حتی مقدار ناچیزی از بار که بصورت پودر باشد باعث افت نفوذپذیری به مقدار قابل ملاحظه ای می شود و نیز ذرات بار بزرگتر از ۶۰ میلیمتر به اندازه نرمه و پودر مضر می باشد زیرا باعث افت انتقال حرارت و میزان احیاء میشوند گی می شوند [۱۰]. در سال ۱۹۳۲ نیز افرادی چون واگنر<sup>۲</sup> و بارت<sup>۳</sup> در آلمان نظرات مشابهی را ابراز کردند [۱۰]. تحقیقات سایر افراد نشان داد که بهترین تماس بین ذرات جامد و گاز احیاکننده زمانی بدست آمده که بار کوره بلند نفوذپذیر باشد، در این حالت سرعت جریان گاز زیاد شده، مصرف کک کاهش می یابد و سرعت احیاء زیاد می شود. همچنین گاز احیاکننده بطور یکنواخت درون کوره بلند حرکت می کند [۱۰]. کوشش برای آماده سازی بار کوره بلند در ابتدا بیشتر روی کانه آهن متمرکز بود ولی بتدریج اهمیت دانه بندی و آرایش دیگر سازنده های بار کوره بلند نیز شناخته شد و بعد از آن روشهای آگلومراسیون معرفی گردید. هدف اصلی فرآیندهای آگلومراسیون بهبود نفوذپذیری بار کوره بلند و در نتیجه تماس بهتر گاز با جامد است، همچنین در اثر این عمل مقدار مواد ریز خروجی از کوره بلند کاهش می یابد. روشهای آگلومراسیون کانی های آهن و ضایعات حاوی آهن مانند غبار کوره های تولید آهن و فولاد و پس مانده های پیریت ... از اواخر قرن ۱۹ میلادی مورد نظر بوده است. این روشها را به صورت زیر می توان طبقه بندی نمود [۱۶]:

1- S.P.Kinney

2- Wagner

3- Barrett

۱- خسته‌سازی

۲- کروی کردن<sup>۱</sup>

۳- اکستروژن در خلأ<sup>۲</sup>

۴- کلوخه‌سازی

۵- گندله‌سازی

توسعه این روشها هنگام جنگ جهانی دوم بعلت کمبود سنگ آهن رخ داد که تولیدکنندگان را وادار کرد تا از کلیه مواد آهن دار موجود از جمله کانی‌های کم‌عیار آهن استفاده کنند. در این فصل ابتدا خصوصیات بار کوره بلند مورد بررسی قرار گرفته سپس هر کدام از روشهای آگلومراسیون تشریح می‌شود.

### ۳-۳) ارزیابی خصوصیات بار کوره بلند

برای بهره‌گیری خوب از کوره بلند دقت در امر آماده کردن بار آن ضروری است. اندازه دانه‌های بار (دانه‌بندی) و خواص فیزیکی، شیمیایی و مکانیکی آن تأثیر بسزایی در بازده کوره بلند دارد. از این‌رو کوشش‌های زیادی در جهت برنامه‌ریزی آزمایشهای مختلف برای تعیین خواص فوق‌صورت گرفته است. به علت اینکه این آزمایشها بندرت از کشوری به کشور دیگر قابل مقایسه هستند، لذا سعی شده آزمایشهای مشخصی در مقیاس بین‌المللی تعیین شود که مورد قبول کلیه کشورها باشد. مهمترین این آزمایشها، احیاپذیری و بررسی خواص فیزیکی است که برای تعیین خصوصیات بار کوره بلند استفاده می‌شود. این آزمایشها بیشتر براساس استانداردهای ASTM و ISO است. در ادامه ابتدا درباره خواص فیزیکی و احیاپذیری بار کوره بلند بحث شده سپس آزمایشهای مربوط به آنها تشریح خواهد شد.

#### ۳-۳-۱) خواص فیزیکی بار کوره بلند

چون بار کوره بلند ذاتاً استحکام مکانیکی بالایی ندارد و این استحکام در حین گرم شدن و احیاء مواد تغییر می‌کند از این‌رو مهمترین مورد برای بار کوره قبل از شارژ مواد، استحکام سرد است که عبارتست از مقاومت مواد در مقابل ضربه و سایش. علاوه بر این بار

1- Nodulizing

2- Vacuum extrusion

کوره بلند ویژگی‌های دیگری هم بایستی داشته باشد که برای تعیین این خواص آزمایشهای متعددی طراحی شده است. در زیر مهمترین این موارد ذکر شده است [۷]:

- ۱- استحکام سرد
- ۲- تخلخل
- ۳- از بین رفتن (اضمحلال) و فروپاشی ذرات در اثر حرارت
- ۴- خردشوندگی در هنگام احیاء
- ۵- استحکام فشاری گرم
- ۶- تورم و تغییر حجم
- ۷- نرم شدن (خمیری شدن) در کوره بلند و تعیین محدوده دمای نرم شدن
- ۸- نفوذپذیری گرم در شرایط احیاکننده و تحت فشار

### ۳-۳-۱) آزمایشهای تعیین استحکام سرد

اطلاعاتی که در این مورد کسب می‌شود نشان خواهد داد که مواد در مقابل حمل و نقل از معدن یا واحد تولید تا محل مصرف و کوره بلند چه استقامتی در مقابل خرد شدن دارند. تعیین عاملی به نام استحکام مواد که نشان‌دهنده همه مسائل بالا باشد پیچیده است و با یک آزمایش مشخص نمی‌شود و معمولاً آزمایشهای مختلفی برای تعیین مقاومت به ضربه، مقاومت به فشار و مقاومت به سایش انجام می‌گیرد و مجموعه نتایج نشانگر استحکام کلی آن ماده خواهد بود. در ادامه این آزمایشها شرح داده می‌شود.

#### ۱- آزمایش خردشوندگی در اثر ضربه (شاتر تست)<sup>۱</sup>

این آزمایش که در ابتدا برای تعیین مقاومت کک ابداع شد، امروزه برای تعیین استحکام کلوخه و سنگ آهن نیز بکار گرفته می‌شود. در این آزمایش حساسیت مواد به شکستن در اثر ضربه هنگام حمل و نقل به کوره اندازه‌گیری می‌شود. برای انجام آزمایش ۲۰ کیلوگرم (۴۴ پوند) کلوخه با ابعاد بیشتر از ۱۰ میلیمتر (۰/۳۹ اینچ) را از ارتفاع ۲ متر (۶ فوت) چهار مرتبه بر روی سطح افقی و محکمی (مثل سطح بتونی) رها می‌کنند. سپس مواد را سرند کرده و درصد دانه‌های بزرگتر از ۱۰ میلیمتر را که باقی مانده تعیین می‌کنند.

این عدد بنام ضریب خردشوندگی یا شاخص شاتر خوانده می‌شود. چنانچه این عدد بیشتر از ۸۰ درصد باشد گفته می‌شود کلوخه دارای استحکام خوبی است. این آزمایش ممکن است به شکل‌های مختلفی انجام گیرد مثلاً نمونه از ارتفاع ۴ متر سقوط کرده و درصد ذرات کمتر از ۸ میلیمتر اندازه‌گیری شود [۱۶،۷،۶].

## ۲- آزمایش مقاومت به غلطش و سایش

در این آزمایش حساسیت مواد به شکستن در اثر سایش هنگام حمل و نقل، شارژ به کوره و درون کوره بلند اندازه‌گیری می‌شود. این آزمایش در نقاط مختلف ممکن است با استانداردهای مختلف و با نامهای متفاوت انجام شود. این آزمایش در آمریکا و انگلستان طبق استاندارد ASTM و در آلمان به نام ترومل<sup>۱</sup> تست با مشخصات تقریباً متفاوت و در دیگر نقاط اروپا به نام میکوم تست<sup>۲</sup> انجام می‌شود. مشخصات کلی استانداردهای فوق به همراه استاندارد I.S.O در جدول (۱-۳) با هم مقایسه شده‌اند.

جدول ۱-۳: مشخصات استانداردهای مختلف آزمایش مقاومت به غلطش و سایش [۱۶]

| ASTM                         | Micum                                  | Half-Micum   | I.S.O.                               |       | آماده سازی نمونه  |             |  |
|------------------------------|--|--------------|--------------------------------------|-------|---|-------------|--|
| ۲ اینچ                       | -                                      | -            | ۴۰ میلیمتر                           |       | مواد الک شده<br>براساس اندازه های<br>نشان داده شده در<br>ستونهای جدول |             |  |
| $\frac{1}{1-2}$              | -                                      | -            |                                      |       |   |             |  |
| $\frac{3}{4}$                | -                                      | -            | ۲۵ میلیمتر                           |       |   |             |  |
| $\frac{1}{2}$                | -                                      | -            | ۱۶ میلیمتر                           |       |   |             |  |
| $\frac{3}{8}$                | -                                      | -            | ۱۰ میلیمتر                           |       |   |             |  |
| $\frac{1}{4}$                | -                                      | -            | ۶/۳ میلیمتر                          |       |   |             |  |
| $-\frac{3}{2} + \frac{3}{8}$ | ۴۰+۱۰- میلیمتر<br>یا<br>۲۵+۱۰- میلیمتر |              | ۴۰+۱۰-<br>میلیمتر                    | کلوچه | محدوده اندازه نمونه<br>های الک شده                                    |             |  |
| $-\frac{1}{2} + \frac{1}{4}$ |  |              | ۴۰+۶/۳-<br>میلیمتر                   | گندله |   |             |  |
| ۲۵ پاوند (۱۱/۴ کیلوگرم)      | ۵۰ کیلوگرم                             | ۲۵ کیلوگرم   | ۱۵ کیلوگرم                           |       | وزن نمونه   |             |  |
| ۳۶ اینچ                      | ۱۰۰۰ میلیمتر                           | ۱۰۰۰ میلیمتر | ۱۰۰۰ میلیمتر                         |       | قطر استوانه   |             |  |
| ۱۸ اینچ                      | ۱۰۰۰ میلیمتر                           | ۵۰۰ میلیمتر  | ۵۰۰ میلیمتر                          |       | ارتفاع استوانه  |             |  |
| ۲ اینچ                       | ۴                                      | ۴            | ۲                                    |       | تعداد بالابرها  |             |  |
| ۲ اینچ                       | ۱۰۰ میلیمتر                            | ۱۰۰ میلیمتر  | ۵۰ میلیمتر                           |       | اندازه بالابرها (پهنا)  |             |  |
| ۲۰۰                          | ۱۰۰                                    | ۱۰۰          | ۲۰۰                                  |       | تعداد دور   |             |  |
| $24 \pm 1$                   | ۲۵                                     | ۲۵           | $25 \pm 1$                           |       | سرعت (دور در دقیقه)   |             |  |
| $\frac{3}{8}$ اینچ           | ۱۰ میلیمتر                             |              | ۶/۳ میلیمتر<br>۲۸ مش<br>(۵۰۰ میکرون) |       | آنالیز الک بعد از<br>آزمایش   |             |  |
| $\frac{1}{4}$ اینچ           |  |              |                                      |       |   | ۵ میلیمتر   |  |
| ۳۰ مش<br>(۵۹۵ میکرون)        |  |              |                                      |       |   | ۲/۵ میلیمتر |  |
| $\frac{1}{4} +$ اینچ         | ۱۰+ میلیمتر                            |              | ۶/۳+ میلیمتر                         |       | سایش  |             |  |
| ۳۰- مش<br>(۵۹۵ میکرون)       | ۲/۵- میلیمتر                           |              | ۲۸- مش<br>(۵۰۰ میکرون)               |       | شاخص<br>آزمایش<br>گرد و<br>غبار                                       |             |  |

در استاندارد ASTM حدود ۱۱/۴ کیلوگرم (۲۵ پوند) کلوخه یا سنگ آهن را با ابعاد (۹/۵mm+۵۱mm-) و در مورد گندله همین مقدار را با ابعاد (۶/۳mm+۳۸mm-) در استوانه‌ای به قطر یک و ارتفاع نیم‌متر ریخته و با سرعت ۲۵ دور در دقیقه به مدت ۸ دقیقه (۲۰۰ دور) می‌چرخانند. سپس مواد را از استوانه خارج کرده و با سرنده ۶/۳ میلیمتر و الک ۳۰ مش مواد را الک می‌کنند. آنگاه درصد وزنی ذرات ۶/۳+ میلیمتر را بنام ضریب سایش و درصد وزنی ذرات ۳۰- مش (۵۹۵- میکرون) را بنام ضریب گرد و غبار تعیین می‌کنند [۱۶]. اگرچه اصول آزمایش در استانداردهای مختلف یکی است اما نتایج متفاوت دارند و لذا قابل مقایسه نیستند. روابط تجربی مختلفی برای مقایسه آزمایشهای استحکام پیشنهاد شده است که همه آنها برای مقایسه استحکام کلوخه یا کانه خالص قابل اجراست. بعنوان مثال می‌توان به روابط زیر اشاره کرد [۱۷]:

$$(۱-۳) \quad +۱۰^{\text{mm}} \text{ Shater Index} = ۳۹ \cdot ۰۸۲ + ۰ \cdot ۵۷ (+\frac{1}{4} \text{ in. ASTM Index})$$

و یا در مورد کلوخه [۱۶]:

$$(۲-۳) \quad \text{Half Micum Index} = \frac{1}{142} \times \text{Micum Index}$$

برای داشتن ایده‌ای از استحکام مواد خام مختلف به غلطش و سایش، نمونه‌ای از نتایج آزمایش ASTM در جدول (۲-۳) ذکر شده است.

جدول ۲-۳: نتایج نمونه‌ای از آزمایش مقاومت به غلطش و سایش براساس استاندارد ASTM [۱۶]

| نوع ماده مصرفی    | ۹/۵+<br>میلیمتر (درصد) | ۶/۳+<br>میلیمتر (درصد) | درصد ۳۰- مش<br>(۵۹۵- میکرون) |
|-------------------|------------------------|------------------------|------------------------------|
| کلوخه             | ۶۰-۴۴                  | ۸۰-۶۰                  | ۵-۱۰                         |
| گندله             | -                      | ۹۶-۸۵                  | ۳-۷                          |
| سنگ آهن<br>مگنتیت | ۵۶/۳-۹۶/۹              | ۵۹/۸-۹۷/۶              | ۲۸-۱/۸                       |
| سنگ آهن<br>هماتیت | ۶۲/۸-۹۰/۸              | ۶۹-۹۳/۶                | ۲۱/۶-۵/۳                     |

### ۳- آزمایش استحکام فشاری

این آزمایش معمولاً در مورد گندله انجام می‌شود. روش متداول این است که گندله را تحت نیروی فشاری قرار می‌دهند تا خرد شود و نیروی مربوطه را به عنوان استحکام فشاری گندله در نظر می‌گیرند. تجربه نشان داده است که نیروی فوق از یک گندله به گندله دیگر بسیار متغیر است، لذا باید آزمایش را برای چندین گندله تکرار کرد و حد متوسط آن را در نظر گرفت. برای دقت بیشتر معمول است که پس از آزمایش برای هر گروه گندله مقدار بیشینه، کمینه و متوسط استحکام فشاری را همراه با انحراف معیار تعیین و گزارش می‌نمایند. باید دانست که استحکام فشاری گندله ممکن است از ۱۴۰ تا ۴۰۰ کیلوگرم بر گندله تغییر کند.

روشی دیگر در سوئد در آزمایشگاه L.K.A.B. برای سهولت و دقت بیشتر در تعیین استحکام فشاری گندله ابداع شد. در این روش گندله یا مواد مورد آزمایش را با دانه‌بندی ۱۰-۱۵ میلیمتر در ۱۰۵ درجه سانتیگراد خشک نموده و ۲ کیلوگرم از آن را در استوانه‌ای فلزی با قطر داخلی ۲۰۰ میلیمتر می‌ریزند و به وسیله پیستون متحرک در داخل سیلندر آن را تحت فشار ۱۰۰ تن قرار می‌دهند. سپس مواد را سرند نموده و درصد مواد بیشتر از ۵ میلیمتر را به عنوان شاخص استحکام فشاری تعیین می‌کنند. این عدد بین ۲۰ درصد برای گندله‌های بسیار شکننده و ۷۵ درصد برای گندله‌های مقاوم است تغییر کند [۱۶].

### ۳-۱-۳-۳ تخلخل

ماهیت تخلخل در سنگ آهن، گندله و کلوخه تفاوت می‌کند. در گندله تخلخل بعلت وجود فضاهای خالی یا حفره‌های میکروسکوپی موجود بین ذرات بسیار ریز تشکیل‌دهنده گندله است که این حفره‌ها دارای شکل و ابعاد متفاوت می‌توانند باشند. در سنگ آهن تخلخل بیشتر بستگی به ترکیب شیمیایی، ساختمان کریستالی و سابقه زمین‌شناسی آن دارد. تخلخل در کلوخه با دو نوع قبل کاملاً متفاوت است زیرا در کلوخه حفره‌های ماکروسکوپی وجود دارد که به حالت فیزیکی، ترکیب شیمیایی و شرایط تولید آن بستگی دارد.

حفره‌ها به دو دسته تقسیم‌بندی می‌شوند. حفره‌های باز که به سطح آزاد قطعه منتهی می‌شوند و حفره‌های بسته که حتی توسط روش نفوذ مایعات نیز، قابل دسترسی نیستند.

تخلخل گندله و سنگ آهن معمولاً برحسب درصد حجم فضاهای خالی نسبت به حجم کل قطعه مورد آزمایش تعریف می‌شود. تاکنون یک روش استاندارد برای اندازه‌گیری تخلخل تعیین نشده است.

در روشهای متداول برای اندازه‌گیری تخلخل، ابتدا چگالی واقعی پودر ( $\rho_i$ ) تعیین می‌شود. برای این کار از پودر بسیار نرم ماده مورد نظر و دستگاه پیکنومتر استفاده می‌کنند. سپس چگالی کلی یا چگالی توده ماده مورد آزمایش را اندازه‌گیری می‌نمایند. ساده‌ترین راه برای تعیین خصوصیت اخیر فرو بردن قطعه در یک مایع و تعیین وزن قطعه داخل مایع و خارج از آن است. روابط و تعاریف زیر را برای محاسبه تخلخل می‌توان نوشت [۱۶]:

$W_a$  وزن گندله خشک،  $W_b$  وزن گندله‌ای که در یک مایع فرو برده و غوطه‌ور شده است،  $W_c$  وزن گندله فرو رفته در مایع و توزین در هوا،  $\rho$  چگالی مایع،  $\rho_i$  چگالی واقعی گندله یا چگالی پودر (جرم بر حجم واقعی) می‌باشند. حجم واقعی بصورت زیر تعریف می‌شود:

حجم مواد جامد بدون در نظر گرفتن حفره‌ها = حجم واقعی  
حجم توده ( $V_b$ ) عبارتست از مجموع حجم واقعی جامد و حجم حفره‌های باز و بسته و از رابطه (۳-۳) بدست می‌آید:

$$V_b = \frac{W_a - W_b}{\rho} \quad (3-3)$$

حجم ظاهری ( $V_{ap}$ ) از رابطه (۴-۳) بدست آمده و براساس تعریف عبارتست از مجموع حجم حفره‌های بسته و حجم واقعی.

$$V_{ap} = \frac{W_a - W_b}{\rho} \quad (4-3)$$

چگالی کلی یا وزن مخصوص ظاهری ( $\rho_a$ ) (وزن بر حجم کلی توده) از رابطه (۵-۳) بدست می‌آید:

$$\rho_a = \frac{W_a}{W_c - W_b} \times \rho \quad (5-3)$$

چگالی آشکار یا ظاهری جامد ( $\rho_{as}$ ) (وزن بر حجم ظاهری جامد) از رابطه (۶-۳) بدست می‌آید:

$$\rho_{as} = \frac{W_a}{W_a - W_b} \times \rho \quad (6-3)$$

تخلخل ظاهری یا آشکار ( $\varepsilon_a$ ) عبارتست از حجم حفره‌های باز تقسیم بر حجم کل توده جامد که از رابطه (۷-۳) بدست می‌آید:

$$\varepsilon_a = \frac{W_c - W_a}{W_c - W_b} \times 100 = 100 \left( 1 - \frac{\rho_a}{\rho_{as}} \right) \quad (7-3)$$

در نهایت تخلخل واقعی ( $\varepsilon_t$ ) عبارتست از حجم حفره‌های باز و بسته تقسیم بر حجم کل جامد که از رابطه (۸-۳) بدست می‌آید:

$$\varepsilon_t = 100 \left( 1 - \frac{\rho_a}{\rho_t} \right) \quad (8-3)$$

بنابراین تخلخل پنهان تفاضل تخلخل واقعی و آشکار است ( $\varepsilon_t - \varepsilon_a$ ).

روشهای متفاوتی برای اندازه‌گیری تخلخل وجود دارد که در همه آنها از یک مایع با قدرت نفوذ زیاد استفاده می‌شود. برای تعیین تخلخل از دستگاه‌های تخلخل‌سنج نیز می‌توان استفاده کرد. در نوعی از این دستگاه‌ها که گاهی به نام تخلخل‌سنج آمینکو - وینسلو<sup>۱</sup> نامیده می‌شود، جیوه را تحت فشار ۱۲-۱۰۳/۵ کیلو نیوتن بر مترمربع یا (۱۵۰۰۰-۱/۸ پاوند بر اینچ مربع) به داخل حفره‌های باز گندله نفوذ می‌دهند و حجم مصرف شده را مستقیماً از روی دستگاه می‌خوانند. اندازه قطر حفره‌هایی که در فشار معین جیوه بداخل آنها نفوذ می‌کند را می‌توان از فرمول لاپلاس محاسبه نمود [۱۶]:

$$P \times r = 2\alpha \times \cos i \quad (9-3)$$

P فشار، r شعاع حفره باز،  $\alpha$  کشش سطحی جیوه و  $i$  زاویه تماس بین جیوه و گندله (حدود ۱۴۰ درجه) است. بوسیله این دستگاه حجم کلی حفره‌ها و توزیع اندازه حفره‌ها در فاصله بین ۹۷ تا ۰/۰۱ میکرون را می‌توان اندازه گرفت. یک نمونه از توزیع اندازه حفره‌ها در منحنی شکل (۱-۳) دیده می‌شود.

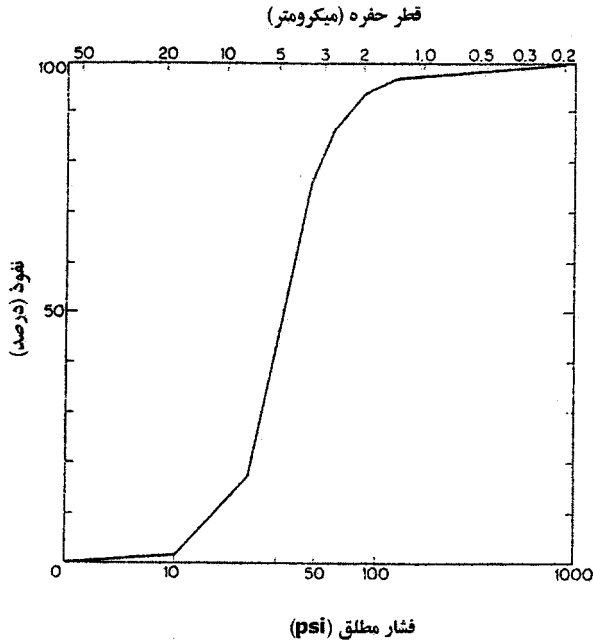
ملاحظه می‌شود که ۹۵٪ از حفره‌های موجود در یک گندله دارای اندازه ۱/۵ تا ۱۸ میکرون هستند. این روش را می‌توان به عنوان یک روش استاندارد بکار برد. در هر مرحله یک یا دو گندله را می‌توان تحت آزمایش قرار داد که مدت ۲ ساعت طول می‌کشد. بطور

مثال یک گندله ممکن است بین ۲۰ درصد تا ۳۰ درصد تخلخل داشته باشد چنین گندله‌ای احیاءپذیری خوبی خواهد داشت.

### ۳-۳-۱) فروپاشی ذرات در اثر حورارت

پدیده فروپاشی سنگ آهن در کوره بلند ممکن است در دمای حدود ۴۰۰ درجه سانتیگراد در بالای کوره اتفاق بیفتد و دلایل زیر را می‌توان برای این پدیده ذکر کرد [۱۶،۷]:

الف) تنشهای داخلی ناشی از آزاد شدن و تبخیر سریع آب ملکولی و ترکیبی سنگ معدن  
 ب) تشکیل ترک ناشی از گرم شدن سریع و انبساط ذرات در کوره  
 ج) انبساط متغیر سنگ معدن در اثر حرارت در طول و عرض صفحات مختلف ساختمانی  
 مشخص شده است چنانچه سنگ معدن بیش از ۱۰ درصد تخلخل و رطوبت کم داشته باشد پدیده فوق برای آن اتفاق نخواهد افتاد [۱۶]. قابلیت فروپاشی سنگ آهن توسط آزمایش‌های ساده‌ای تعیین می‌شود که در آن بعنوان مثال حدود ۵۰۰ گرم سنگ آهن به ابعاد ۴۰-۲۰ میلیمتر را به کوره‌ای که قبلاً در آتمسفر نیتروژن تا ۴۰۰ درجه سانتیگراد گرم شده است شارژ می‌کنند و صبر می‌کنند تا تمام نمونه به درجه حرارت کوره برسد. سپس نمونه را تخلیه کرده و سرد می‌نمایند. آنگاه درصد دانه‌بندی کمتر از ۰/۵ میلیمتر و بین ۰/۵-۰/۶ میلیمتر را تعیین می‌کنند. این درصدها به عنوان مشخصات قابلیت فروپاشی استفاده می‌شوند [۱۶].



شکل ۳-۱: توزیع حفره‌ها و تخلخل بر حسب اندازه [۱۶]

### ۳-۱-۳-۳) خردشوندگی در هنگام احیاء<sup>۱</sup>

بعد از شارژ مواد به درون کوره بلند جدا از فروپاشی مواد در دماهای کم، ممکن است مواد در اثر سایش، فشار و واکنشهای شیمیایی دچار تخریب شوند. مشاهدات آزمایش‌های احیاءپذیری نشان داده که بعضی از گندله‌ها، سنگ آهن و کلوخه در حین احیاء استحکام خود را به تدریج از دست می‌دهند و این مسئله می‌تواند باعث خرد شدن بار کوره بلند در قسمت‌های بالای کوره در مرحله تبدیل هماتیت به مگنتیت و وستیت شود. آزمایش‌های مختلفی برای تعیین عامل خردشوندگی در ضمن احیاء و بررسی پدیده فوق انجام می‌شود که همه آنها مبتنی بر اصول آزمایش لیندر (در ادامه بحث خواهد شد) در احیاءپذیری می‌باشد.

در روش شیباً<sup>۲</sup> از یک کوره دوار استفاده می کنند که با سرعت ۲۰ دور در دقیقه می چرخد و ۵۰۰ گرم نمونه با اندازه ۲۵-۲۰ میلیمتر را با سرعت ۱۰ درجه در دقیقه در اتمسفر نیتروژن تا دمای ۶۰۰ درجه سانتیگراد گرم می کنند. سپس مواد را تحت تأثیر گاز احیاکننده متشکل از ۳۳ درصد منواکسید کربن و ۶۷ درصد نیتروژن با سرعت جریان ۲۰ لیتر در دقیقه قرار می دهند. پس از مرحله احیاء مواد را توسط عبور گاز نیتروژن با سرعت جریان ۳ لیتر در ساعت در مدت زمان یک ساعت سرد می کنند سپس با الک های ۳/۳۵ و ۱ میلیمتر الک می کنند. درصد مواد کمتر از ۱ میلیمتر را می توان به عنوان شاخص خردشوندگی در ضمن احیاء تعیین نمود. گاهی نیز درصد دانه های بیش از ۶/۳۵ میلیمتر را به عنوان شاخص خردشوندگی در ضمن احیاء در نظر می گیرند. نتایج آزمایشهای خردشوندگی در ضمن احیاء نشان داده است [۱۶]:

(الف) کانی های مگنتیتی کمتر تحت تأثیر پدیده فوق می باشند.

(ب) بیشتر کانی های هماتیته در اثر احیاء حساسیت به خرد شدن دارند و بعضی حساسیت کمتری دارند.

(ج) اگرچه حساسیت به خرد شدن در اثر احیاء در مورد گندله ها بسیار کم است اما گاهی اوقات استثناء نیز دیده می شود.

(د) عامل خردشوندگی در ضمن احیاء در مورد کلوخه دامنه وسیعی دارد و وابسته به

درجه قلیایی کلوخه می باشد. در حالیکه کلوخه هایی با نسبت  $\left(\frac{CaO}{SiO_2} = 2/43 \text{ و } 0/05\right)$

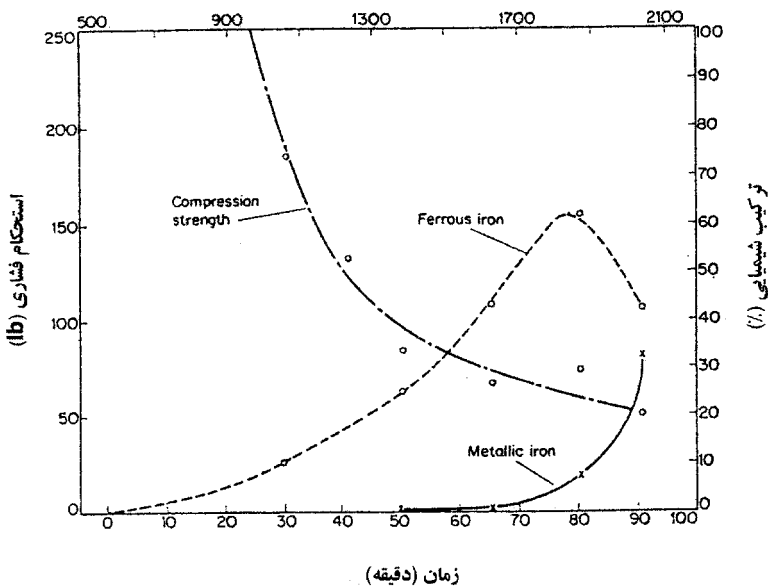
مقاومت بسیار خوبی در مقابل پدیده فوق دارند، کلوخه با بازیسته متوسط شاخص خردشوندگی در ضمن احیاء بسیار ضعیفی دارند. کمترین مقدار مربوط به بازیسته ۱/۳ می باشد. بنابراین ساختمان معدنی کلوخه اثر مهمی بر خواص خردشوندگی در اثر احیاء دارد.

با توجه به اینکه مواد اولیه ای که دارای شاخص خردشوندگی ضعیفی در ضمن احیاء هستند در کوره بلند گرد و غبار زیادی ایجاد می کنند، بخصوص در مورد کوره های با ظرفیت زیاد که کار کوره را مختل می کنند، اخیراً توجه زیادی به این پدیده و اندازه گیری آن و راههای جلوگیری از آن شده است. ساز و کار پدیده فوق در بخش های بعد بیان خواهد شد.

## ۳-۱-۵) استحکام فشاری گرم

یکی دیگر از خصوصیات بار کوره بلند، مقاومت در مقابل فشار در درجه حرارت بالا و شرایط احیاکننده است. عبارت دیگر بار کوره بلند باید بتواند در قسمت‌های پایین (در ناحیه‌ای که دما حدود ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد است) فشار توده بار بالای خود را تحمل کند. بنابراین، در آزمایشهایی که برای تعیین این خصوصیت انجام می‌شود بایستی شرایط درجه حرارت و آتمسفر موجود در کوره بلند را ایجاد کرد و در همان حال استحکام فشاری را اندازه گرفت.

چنین آزمایشی توسط فاین<sup>۱</sup> و روس<sup>۲</sup> [۱۸] بر روی گندله‌ای که استحکام سرد آن در حدود ۱۴۵-۳۲۲ کیلوگرم (۳۲۰-۷۱۰ پاوند) بود، انجام شد و نتایج در شکل (۳-۲) مشاهده می‌شود.



شکل ۳-۲: نمودار استحکام فشاری گندله بر حسب زمان در شرایط کوره بلند [۱۶]

## ۳-۱-۶) تورم و تغییر حجم

بعضی از سنگ آهن‌ها و گندله‌ها در هنگام احیاء در کوره بلند متورم شده و افزایش حجم پیدا می‌کنند. این افزایش حجم چنانچه زیاد باشد باعث اختلال در کار کوره می‌شود لذا باید بار کوره بلند از این جهت نیز کنترل شده و مورد آزمایش قرار گیرند. آزمایشهایی که برای تعیین این خصوصیت انجام می‌گیرد مانند آزمایش‌های احیاءپذیری است و پس از حصول درجات مختلف احیاء، افزایش حجم نمونه را تعیین می‌کنند. بعنوان مثال یکی از روشهای استاندارد شده روش سی.ان.آر.ام<sup>۱</sup> است که در آن شرایط زیر برقرار است [۱۶]:

۱- درجه حرارت  $1000^{\circ}\text{C}$  و تحت اتمسفر نیتروژن پیشگرم می‌شود.

۲- گاز احیاءکننده شامل ۴۰ درصد منواکسید کربن و ۶۰ درصد نیتروژن

۳- سرعت جریان گاز ۱۰۰۰ لیتر در ساعت

چندین نمونه گندله را در شرایط فوق در زمانهای متفاوت احیاء می‌کنند تا درجات احیاء مختلف بدست آید. حجم اولیه و ثانویه نمونه را به وسیله فرو بردن در جیوه اندازه‌گیری می‌کنند. درصد افزایش حجم از رابطه (۳-۱۰) بدست می‌آید [۱۶]:

$$\frac{v_r - v_o}{v_o} \times 100 \quad (10-3)$$

$v_r$  حجم ثانویه پس از احیاء و  $v_o$  حجم اولیه است و درصد احیاء را نیز با تعیین وزن اولیه نمونه ( $M_o$ ) و وزن ثانویه پس از احیاء ( $M_r$ ) از رابطه (۳-۱۱) بدست می‌آورند.

$$\frac{M_o - M_r}{O} \times 100 \quad (11-3)$$

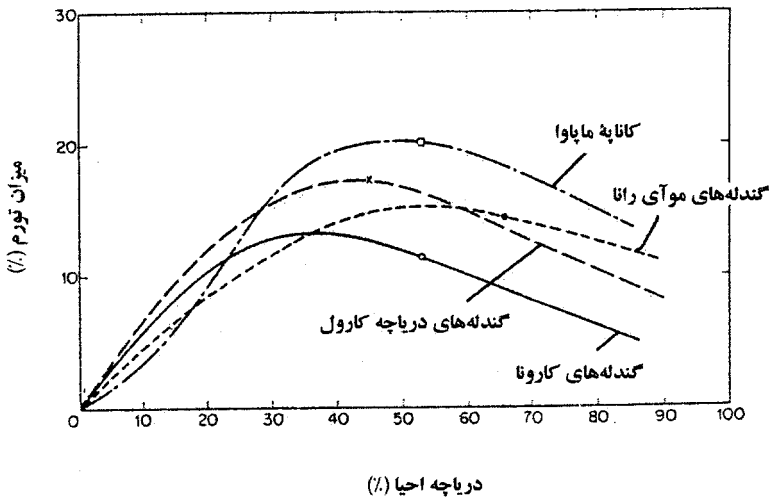
در رابطه (۳-۱۱)  $\bar{O}$  وزن اکسیژن موجود در نمونه قبل از احیاء است. منحنی شکل (۳-۳) تغییرات تورم را برحسب درجه احیاء برای چند نمونه سنگ معدن و گندله نشان می‌دهد. تعیین اینکه تا چند درصد تورم برای بار کوره بلند مجاز است، کار مشکلی است زیرا این مسئله به شرایط کار کوره و دیگر سازنده‌های بار کوره بلند نیز بستگی دارد. نتایج کار با یک کوره بلند آزمایشی نشان داده است [۱۶]:

الف) در مورد گندله با تورم کمتر از ۲۰ درصد مشکلی در کار کوره بوجود نمی‌آید.

ب) گندله با افزایش حجم ۴۰-۲۰ درصد نباید بیش از ۶۵ درصد از بار کوره را تشکیل دهد.

ج) گندله با تورم بیش از ۴۰ درصد باعث اختلال در کار کوره و غیریکخواختی آن می‌شود.

توضیحات بیشتر در مورد تورم گندله در بخش مربوط به گندله‌سازی خواهد آمد.

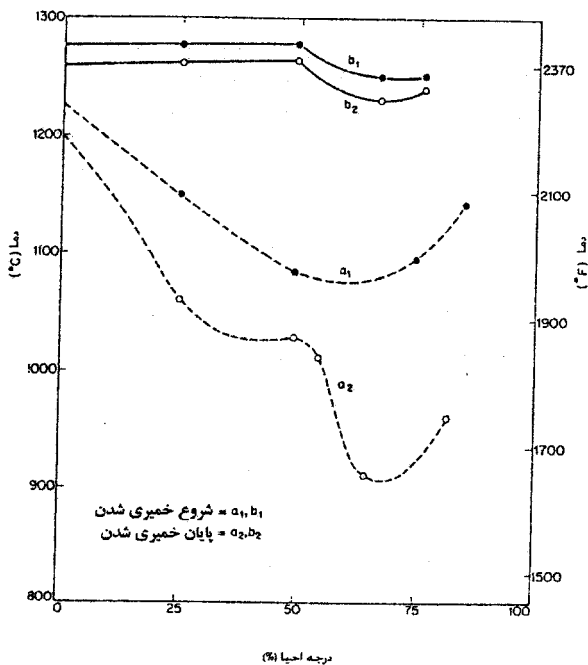


شکل ۳-۳: نمودار تورم گندله و سنگ آهن بر حسب درجه احیاء (کانه مایاوا) Mapava ore، گندله‌های موی رانا Mo-I-Rana pellets، گندله‌های دریاچه کارول Carol Lake pellets، گندله‌های کارونا Kiruna pellets (۱۶)

### ۳-۱-۷) خمیری شدن مواد در کوره بلند و تعیین محدوده دمای نرم شدن

مواد اولیه همچنانکه در طول تنوره کوره بلند پایین می‌آیند بتدریج احیاء شده و درجه حرارت آنها افزایش می‌یابد تا به منطقه ذوب برسد. چنانچه قبل از منطقه ذوب یک ناحیه وسیع خمیری شدن ایجاد شود و یا ترکیباتی که نقطه ذوب کم دارند درون بار موجود باشد، در این صورت در بالای منطقه ذوب یک ناحیه چسبنده با نفوذپذیری کم بوجود آمده و باعث به هم خوردن نظم کار کوره بلند خواهد شد. با توجه به این مسئله بایستی دامنه حرارتی خمیری شدن برای شارژ کوره بلند نیز کنترل شود. وسایل و دستگاههای مورد استفاده برای تعیین خصوصیت فوق و روشهای آزمایش می‌تواند متنوع باشد. بطور کلی، معمول است که نقطه آغاز و پایان خمیری شدن را برای هر نمونه در درجات مختلف احیاء شوندگی تعیین و منحنی مانند آنچه در شکل (۳-۴) دیده می‌شود رسم می‌کنند [۱۶].

با توجه به شکل (۳-۴) مشاهده می‌شود نقطه آغاز و پایان خمیری شدن با درجه احیاء ماده مورد آزمایش تغییر می‌کند. موادی که تغییرات نقطه خمیری شدن آنها مانند منحنی (b) باشد در کوره بلند مشکلی ایجاد نمی‌کنند و موادی که منحنی (a) را ایجاد کنند دارای دامنه باز خمیری شدن هستند و بعنوان بار کوره بلند مطلوب نمی‌باشند. بطور کلی در مورد بار کوره بلند بهتر است نقطه ذوب و خمیری شدن حتی الامکان بالا باشد. (احیاء غیرمستقیم در ناحیه خمیری شدن کم انجام می‌شود). در مورد کلوخه‌ها خصوصیت خمیری شدن بستگی به میزان اکسیداسیون اولیه، بازیسته و درصد آهن آن دارد در حالیکه در مورد گندله و سنگ آهن عوامل پیچیده‌تری مانند ساختمان بلوری، تخلخل، مقدار و نوع مواد باطله و اکسیدهای قلیایی مانند اکسیدهای سدیم و پتاسیم در نقطه خمیری شدن مؤثرند [۱۶]. اکسیدهای قلیایی باعث پایین آمدن نقطه خمیری شدن می‌شوند.



## ۳-۱-۸) نفوذپذیری گرم در شرایط احیاکننده و تحت فشار

کاهش نفوذپذیری در تنوره کوره بلند می‌تواند به علت خمیری شدن، تورم و یا فروپاشی و خرد شدن مواد باشد. آزمایشهایی که تاکنون توضیح داده شد مربوط به بررسی تک تک خصوصیت‌های بالا بود. در این حالت هدف این است که بدون توجه به اثر مجرد هر یک از خصوصیت‌های اشاره شده در بالا نفوذپذیری مجموعه بار کوره بلند در شرایط ذکر شده بررسی شود. دستگاهی که برای این آزمایش استفاده می‌شود، دستگاه آزمایش احیاءپذیری (دستگاه V.D.E.) است. آزمایش تحت شرایط زیر انجام می‌شود [۱۶]:

الف) وزن نمونه ۱۲۰۰ یا ۱۸۰۰ گرم

ب) محدوده دانه‌بندی نمونه  $10 + 12/5$  - میلیمتر

ج) درجه حرارت ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد

د) جریان گاز ۵ متر مکعب در ساعت

ه) ترکیب گاز احیاکننده شامل ۴۰ درصد گاز منواکسید کربن و ۶۰ درصد گاز نیتروژن

و) فشار اعمالی ۴۹ یا ۷۸ کیلو نیوتن بر متر مربع (۷ یا ۱۱/۲ psi)

آزمایش مانند روش V.D.E. انجام شده و خصوصیت‌های زیر بطور پیوسته اندازه‌گیری

می‌شود.

الف) درجه احیاء با اندازه‌گیری کاهش وزن تعیین می‌شود.

ب) کاهش فشار در عرض بستر نمونه اندازه‌گیری می‌شود (برحسب میلی‌لیتر آب). کاهش

فشار پس از درجه احیاء معادل ۸۰ درصد بعنوان شاخص نفوذپذیری تعیین می‌شود.

ج) تغییر ارتفاع بستر نمونه در اثر انقباض و شاخص انقباض از رابطه (۳-۱۲) تعیین می‌شود

[۱۶]:

$$Bh = \frac{\text{ارتفاع بستر پس از } 80\% \text{ احیاء - ارتفاع بستر در شروع احیاء شدن}}{\text{ارتفاع بستر در حالت سرد و اکسیده}} \quad (3-12)$$

نتایج بدست آمده از آزمایشهای مختلف نشان داده است [۱۶]:

الف) کانی‌های مگنتیت در طول آزمایش نفوذپذیری خوب خود را حفظ می‌کنند.

ب) کانی‌های هماتیت بسیار متغیر هستند و کاهش فشار ایجاد شده برای آنها در آزمایش فوق دارای نوسانات زیادی است. عبارت دیگر ممکن است دارای نفوذپذیری خوب یا خیلی بد در شرایط آزمایش باشند.

ج) گندله معمولاً از نظر خصوصیت فوق نتایج خوبی بدست می‌دهد. اگرچه استثناء نیز دیده شده است.

تجربه نشان داده است کانی‌های هماتیت که تحت آزمایش بالا نتیجه نامطلوب داشته‌اند در کوره بلند نیز باعث نامساعد شدن شرایط کار کوره شده‌اند لذا در این موارد توصیه شده است در صد مشخصی از این نوع سنگ آهن در کوره بلند مصرف شود.

### ۳-۳-۲) احیاءپذیری

یکی از مشخصه‌های بسیار مهم بار کوره بلند احیاءپذیری آن است، یا به عبارت دیگر میزان سهولتی که می‌توان اکسیژن را از اکسیدهای آهن جدا کرد. مشخصه‌های احیاءپذیری بار می‌تواند به تعیین سوخت موردنیاز در کوره بلند کمک کند و نیز اطلاعات لازم را برای تعیین حدود بهینه دانه‌بندی شارژ بدهد. چنانچه نحوه آرایش بار را در داخل کوره بلند مورد ملاحظه قرار داده و به شرایط احیاء مواد دقت کنیم به این نتیجه خواهیم رسید که ایجاد شرایط آزمایشگاهی همانند کوره بلند جهت تعیین احیاءپذیری مواد بسیار مشکل است. با کوشش‌هایی که تاکنون صورت گرفته آزمایشهای مختلفی جهت تعیین خصوصیت احیاءپذیری ارائه شده است، بطوریکه اطلاعات مفیدی برای کاربران کوره بلند به همراه دارد.

انتخاب یکی از آزمایش‌های احیاءپذیری بستگی دارد به نوع استفاده‌ای که از نتایج آن خواهد شد. آزمایشهایی که بطور معمول برای تعیین کیفیت انجام می‌شود باید حتی‌الامکان ساده باشد. به عنوان مثال آزمایش در شرایط همدمای و گاز احیاءکننده با ترکیب شیمیایی و دمش ثابت و بستر ساکن انجام شود. از آنجا که آزمایشهای شیمیایی برای تعیین درجه احیاء بسیار وقت گیر است و نیاز به مهارت خاص دارد لذا تعیین درجه احیاء با اندازه‌گیری کاهش وزن نمونه روش متداول می‌باشد. بدلیل اهمیت خصوصیت احیاءپذیری در زیر چند روش مختلف آزمایش که برای تعیین این عامل می‌توان بکار برد به اختصار تشریح می‌شود.

۳-۳-۱ روش لیندر<sup>۱</sup>

این آزمایش از قدیمی‌ترین آزمایش‌هایی است که برای تعیین احیاءپذیری و درجه خرد شدن در ضمن احیاء بکار رفته است. اصول آزمایش عبارت است از شارژ کردن ۵۰۰ گرم نمونه خشک شده همراه با ۲۰۰ گرم کک (اندازه ۴۰-۳۰ میلیمتر) به داخل یک کوره (شکل ۳-۵) که با سرعت ۳۰ دور در دقیقه به مدت ۵ ساعت دوران می‌کند. روش گرم کردن و وارد کردن گاز عبارتست از افزایش درجه حرارت از دمای اتاق تا ۷۰۰ به مدت ۲ ساعت و سپس افزایش درجه حرارت از ۷۰۰ تا ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد به مدت ۲ تا ۵ ساعت [۱۶]. مشخصات ترکیب شیمیایی گاز و زمان در جدول (۳-۳) آمده است.

جدول ۳-۳: مشخصات ترکیب شیمیایی و زمان برای آزمایش روش لیندر [۱۶]

| زمان (ساعت) | %CO  | %CO <sub>2</sub> | CO/CO <sub>2</sub> |
|-------------|------|------------------|--------------------|
| ۰-۲         | ۳۰   | ۱۰               | ۳                  |
| ۲-۴         | ۳۱/۵ | ۵                | ۶/۳                |
| ۴-۵         | ۳۲/۵ | ۲                | ۱۶/۲۵              |

بقیه گاز در ترکیب بالا نیتروژن است. سرعت دمش گاز ۱۵ لیتر بر دقیقه می‌باشد. پس از انجام آزمایش مواد را از کوره خارج کرده و سرد می‌کنند. درجه خرد شدن مواد را با سرند کردن و دانه‌بندی تعیین می‌کنند. پس از جدا کردن کک باقیمانده مواد احیاء شده را آنالیز کرده و درصد Fe، FeO، و هماتیت را مشخص می‌کنند. درجه اکسیداسیون نهایی را پس از آزمایش از رابطه (۳-۱۳) بدست می‌آورند. ( $F_{e_i}$ ) در رابطه (۳-۱۳) نشان‌دهنده آهن کل نمونه است [۱۶].

$$100 \left( 1 - \frac{\%FeO}{3 \times \%Fe_2O_3} - \frac{\%Fe}{Fe_i} \right) \quad (13-3)$$

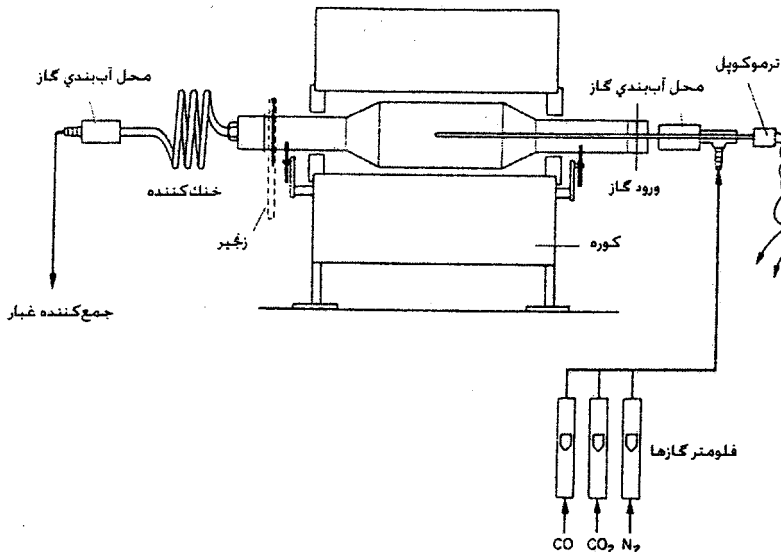
لیندر ادعا کرد که نتایج بدست آمده از این آزمایش قابل مقایسه با کوره بلند است. جدول (۳-۴) نمونه‌ای از نتایج بدست آمده را برای چند نوع سنگ آهن، گندله و کلوخه نشان می‌دهد. نتایج جدول (۳-۴) نشان می‌دهد در حالیکه سنگ آهن مگنتیتی احیاءپذیری

کمی دارد در عوض هماتیت از دامنهٔ احیاپذیری وسیعی برخوردار است. گندله نیز دارای احیاپذیری بسیار خوبی است در حالیکه کلوخه احیاپذیری متغیری دارد که بستگی به ترکیب شیمیایی (بازیسته) و شرایط فیزیکی آن دارد. در هر حال به نظر می‌رسد فرایند فوق به اندازه کافی حساس نیست که بتواند بعنوان مثال کیفیت گندله‌های مختلف را از نظر احیاپذیری تعیین و متمایز سازد. موارد زیر قابلیت اعتماد این روش آزمایش را کاهش می‌دهد [۱۶]:

الف) تماس بین گاز و جامد مشابه کوره بلند نمی‌باشد.

ب) در هنگام این آزمایش عمل خرد شدن نمونه اتفاق می‌افتد ولی تأثیر خرد شدن نمونه روی احیاء پذیری مشخص نیست.

بنا به علل فوق در حال حاضر این آزمایش برای تعیین احیاپذیری زیاد مورد استفاده قرار نمی‌گیرد اما از اصول این روش برای تعیین خصوصیت خردشوندگی در هنگام احیاء<sup>۱</sup> (LTBT) استفاده می‌شود.



شکل ۳-۵: دستگاه لیندر برای آزمایش احیاپذیری [۱۶]

جدول ۳-۴: نمونه‌ای از نتایج روش لیندر [۱۶]

| درصد آهن | اندازه ذرات نمونه‌ها (میلیمتر) | درصد اکسیداسیون |       | درصد خرد شدن ذرات |             |                             |
|----------|--------------------------------|-----------------|-------|-------------------|-------------|-----------------------------|
|          |                                | اولیه           | نهایی | ۱۶۷۶- میکرون      | ۵۰۰- میکرون | هماتیت                      |
| ۵۲/۹     | ۱۲/۵ - ۲۵                      | ۹۹/۸            | ۳۹    | ۲                 | ۴           | هماتیت                      |
| ۶۵       | ۱۲/۵ - ۲۵                      | ۹۹/۷            | ۶۷    | ۶                 | ۱۲          | هماتیت                      |
| ۵۸/۵     | ۱۲/۵ - ۲۵                      | ۹۴/۵            | ۷۱    | ۱۰                | ۵           | هماتیت - مگنتیت             |
| ۵۹/۱     | ۱۲/۵ - ۲۵                      | ۸۸/۲            | ۷۲    | ۲                 | ۱           | مگنتیت                      |
| ۵۸/۸     | ۱۲/۵ - ۲۵                      | ۸۹/۸            | ۷۵    | ۲۰                | ۲۸          | مگنتیت                      |
| ۵۵/۷     | ۱۲/۵ - ۲۵                      | ۹۳/۸            | ۵۸    | ۱۴                | ۱۹          | هماتیت-شاموزیت <sup>۱</sup> |
| ۶۷/۴     | ۱۵ - ۲۵                        | ۹۹/۶            | ۴۹    | ۶                 | ۲           | گندله نمونه الف             |
| ۶۶/۳     | ۸-۱۰                           | ۹۹/۷            | ۵۴    | ۱                 | ۱           | گندله نمونه ب               |
| ۶۳       | ۶-۱۲                           | ۹۹/۸            | ۵۲    | ۳                 | ۲           | گندله نمونه ج               |
| ۵۲/۶     | ۶-۳۸                           | ۹۴              | ۵۷    | ۱۵                | ۵           | کلوخه‌ها                    |
| ۵۹/۱     | ۶-۳۸                           | ۹۶/۷            | ۴۲    | ۲۶                | ۱۴          |                             |
| ۶۰/۶     | ۶-۳۸                           | ۹۴/۷            | ۵۸    | ۲۲                | ۱۱          |                             |

۳-۳-۲) آزمایش گاکوشین<sup>۲</sup>

این آزمایش اولین مرتبه در ژاپن طرح و تکمیل شد و امروزه حالت‌های مختلفی از آن ممکن است مورد استفاده قرار گیرد. از این روش علاوه بر تعیین احیاءپذیری برای تعیین مواردی از قبیل خرد شدن در ضمن احیاء، تورم گندله و مقاومت مواد بعد از احیاء استفاده می‌شود.

اصول کار در این روش بدین صورت است که وزن معینی از نمونه مورد آزمایش را روی بستری از مواد نسوز داخل استوانه‌ای از فولاد نسوز می‌ریزند و استوانه را داخل کوره

1- Chamosite (3FeO.Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.2SiO<sub>2</sub>.3H<sub>2</sub>O)

2- Gakushin

قرار داده تا ۹۰۰ درجه سانتیگراد گرم می کنند و سپس مخلوطی از گازهای احیاکننده از داخل آن عبور می دهد و آزمایش را برای مدت معینی مثلاً ۳ ساعت ادامه می دهند. با آنالیز گازهای خروجی و اندازه گیری کاهش وزن از روابط متنوعی خصوصیت یا شاخص احیاپذیری را تعیین می کنند. یکی از شرایط این آزمایش بصورت زیر انجام می شود [۱۶،۶]:

|                          |                              |
|--------------------------|------------------------------|
| وزن نمونه                | ۵۰۰ گرم                      |
| دانه بندی نمونه          | ۲۰-۲۵ میلی لیتر              |
| ترکیب گازهای احیاکننده   | ۳۳ درصد CO و ۶۷ درصد نیتروژن |
| میزان دمش گاز احیاکننده  | ۲۰ لیتر در دقیقه             |
| درجه حرارت               | ۹۰۰ درجه سانتیگراد           |
| زمان احیاء               | ۱۰۰ دقیقه                    |
| قطر داخلی استوانه آزمایش | ۶۸ میلیمتر                   |

درجه احیاء نمونه را می توان از روی آنالیز اولیه نمونه و افت وزن محاسبه نمود. احیاپذیری را توسط شاخص سرعت حرکت فصل مشترک و اکنش ( $K_i$ ) و بر اساس رابطه (۱۴-۳) نشان می دهند [۱۶].

$$1 - (1 - \bar{F})^{\frac{1}{3}} = K_i \times \frac{t}{d} \quad (14-3)$$

$\bar{F}$  درجه احیاء که به صورت اعشاری بیان می شود،  $K_i$  سرعت حرکت فصل مشترک (میلیمتر در ساعت)،  $d$  قطر متوسط قطعات یا دانه های مورد آزمایش و  $t$  زمان احیاء (ساعت) است. با توجه به این روش، احیاپذیری کانی های مختلف می تواند از ۱ تا بیش از ۳ میلیمتر در ساعت تغییر کند.

### ۳-۳-۲- روش ورین دوپچر ایزن هیوتن لویته (VDE)<sup>۱</sup>

این روش یک آزمایش احیاپذیری ترموگراویمتری است که در آن میزان احیاء با اندازه گیری کاهش وزن (بطور مداوم) تعیین می شود. نشان دادن میزان احیاپذیری بصورت

درصد احیاء شدن در دقیقه  $\frac{dR}{dt}$ ، هم‌اکنون بسیار متداول است و یکی از روشهای تعیین این مورد در زیر بیان شده است. طرح کلی وسیله آزمایش طبق شکل (۳-۶) می‌باشد و مشخصات روش آزمایش به شرح زیر است [۱۶،۱۰]:

۱- گاز احیاکننده حاوی CO ( $40 \pm 0.5\%$  درصد) و ( $40 \pm 0.5\%$  درصد) نیتروژن است (مقدار دی‌اکسید کربن کمتر از ۰/۲ درصد و اکسیژن نایستی بیش از ۰/۱ درصد باشد).

۲- سرعت جریان گاز ۵ متر مکعب در ساعت.

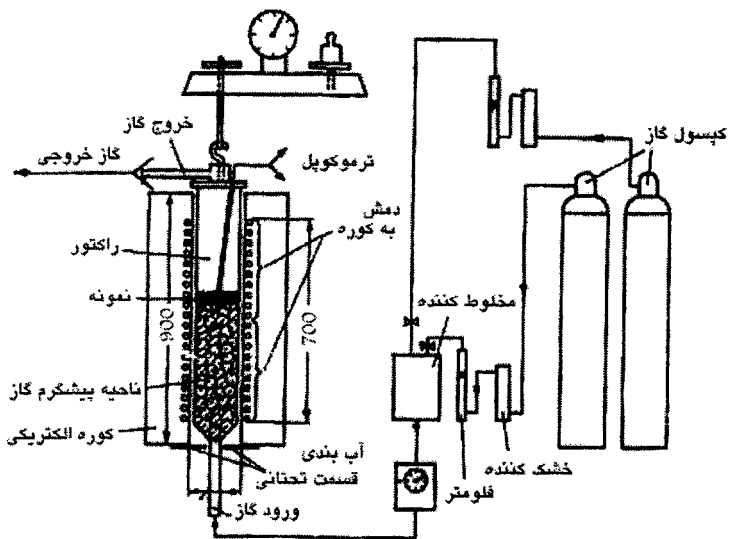
۳- ابعاد نمونه‌ها یکی از چهار حالت (۳-۵) میلی‌متر، (۱۰-۱۵) میلی‌متر، (۳۰-۴۰) میلی‌متر، (۵۰-۶۰) میلی‌متر می‌تواند باشد.

۴- وزن نمونه ۱۰۰۰ گرم.

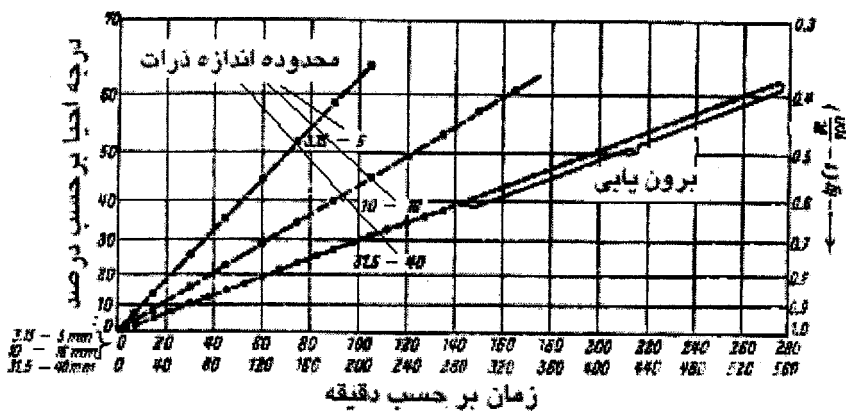
نمونه مورد آزمایش را ابتدا خشک کرده و وزن می‌کنند و سپس تا دمای حدود ۹۰۰ سانتیگراد در کوره گرم می‌نمایند سپس براساس شکل (۳-۶)، تحت تأثیر گازهای احیاکننده که ضمن عبور از لایه آلومینا پیشگرم می‌شود قرار می‌دهند. افت وزن بطور پیوسته یادداشت می‌شود و لذا در خاتمه آزمایش می‌توان منحنی درجه احیاء را برحسب زمان برای نمونه‌های مختلف طبق شکل (۳-۷) رسم نمود. شاخص احیاءپذیری برای این آزمایش، سرعت احیاء بعد از پایان ۴۰ درصد احیاء نمونه، می‌باشد و از رابطه (۳-۱۵) محاسبه می‌شود [۱۶]:

$$\frac{d(R)}{d(t)_{r\%}} = \frac{33/6}{t_p - t_r} \quad (3-15)$$

$t_p$  زمان لازم برای رسیدن به ۶۰ درصد احیاء و  $t_r$  زمان لازم برای رسیدن به ۳۰ درصد احیاء است. جدول (۳-۵) نتایج مربوط به تعیین شاخص احیاءپذیری را برای سه نمونه سنگ آهن نشان می‌دهد.



شکل ۳-۶: دستگاه تعیین احیاء پذیری [۱۰]



شکل ۳-۷: نمودار رابطه بین درجه احیاء و زمان [۱۰]

جدول ۳-۵: نمونه‌ای از نتایج محاسبه درجه احیاء [۱۰]

| محدوده اندازه ذرات (میلیمتر) | ترکیب شیمیایی (درصد) |       |                                |                  | مقدار اکسیژن ورودی (گرم) | سرعت احیاء<br>$\frac{d(R)}{d(40\%)} = \frac{33.6}{t_{60} - t_{30}}$ |
|------------------------------|----------------------|-------|--------------------------------|------------------|--------------------------|---|
|                              | Fe                   | FeO   | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | SiO <sub>2</sub> |                          |   |
| ۵ تا ۳/۱۵                    | ۵۵/۴۳                | ۲۱/۹۲ | ۵۴/۸۵                          | ۸                | ۲۱۲/۹                    | ۰/۵۹  |
| ۱۶ تا ۱۰                     | ۵۹/۲                 | ۲۲/۷۳ | ۵۸/۳۴                          | ۳/۵۵             | ۲۲۸/۴                    | ۰/۳۴  |
| ۴۰ تا ۳۱/۵                   | ۵۹/۷۳                | ۲۴/۰۴ | ۵۸/۸۱                          | ۳/۷۲             | ۲۲۹/۵                    | ۰/۱۰۵   |

برای اینکه نتایج آزمایش برای سنگ معدن یا گندله با درجه اکسیداسیون مختلف قابل مقایسه باشد از شاخص احیاء پذیری دیگری استفاده می‌شود که عبارتست از درصد احیاء در دقیقه وقتی که تمام مواد به درجه اکسیداسیون ۶۰ درصد (نسبت اتمی اکسیژن به آهن برابر ۰/۹) برسد. این شاخص بصورت  $\left(\frac{dR}{dt}\right)_p$  نشان داده می‌شود [۱۶].

### ۳-۳-۲-۴) شاخص خورد شدن در هنگام احیاء<sup>۱</sup> (RDI)

شاخص خورد شدن هنگام احیاء (فروپاشی) بعنوان مهمترین معیار کیفیت کلوخه مورد توجه است. در این آزمایش، ۵۰۰ گرم کلوخه با اندازه ۱۶-۲۰ میلیمتر در یک بستر ثابت به مدت ۳۰ دقیقه در دمای ۵۵۰ درجه سانتیگراد احیاء می‌شود. گاز مورد مصرف برای عمل احیاء مخلوطی از ۳۰ درصد منواکسید کربن و ۷۰ درصد نیتروژن است. بعد از سرد شدن، نمونه‌ها را در داخل استوانه‌ای با قطر ۱۳۰ و طول ۲۰۰ میلیمتر قرار می‌دهند. سپس استوانه ۹۰۰ دور با سرعت ۳۰ دور بر دقیقه گردش می‌کند. مواد خارج شده از دستگاه را به سه قسمت با دانه‌بندی ۰/۵، ۳/۱۵ و ۶/۳ میلیمتر تقسیم‌بندی می‌کنند. ذرات کوچکتر از ۳/۱۵ میلیمتر را بعنوان شاخص خردایش احیاء گزارش می‌کنند. این مقدار برای یک کلوخه مناسب بایستی حدود ۳۵ درصد باشد [۷،۵]. در کارخانه‌های کلوخه‌سازی آلمان این شاخص بین ۳۰ تا ۴۰ درصد قرار دارد [۷،۵].

### ۳-۴) کک کوره بلند

از آغاز پیدایش آهن تا میانه قرن هیجدهم میلادی احیای سنگ آهن توسط زغال چوب انجام می‌شد اگرچه معرفی کک بعنوان یک ماده احیاکننده در اواخر قرن شانزدهم میلادی انجام شد اما اولین استفاده موفقیت‌آمیز از کک در سال ۱۸۴۱ در انگلستان توسط آبراهام داربی<sup>۱</sup> [۶] صورت گرفت و پس از آن کک جای زغال‌چوب و آنتراسیت را گرفت و بعنوان یک سوخت مهم در صنایع آهن و فولاد مطرح گشت. در آمریکا یکصد سال بعد استفاده از کک در ذوب آهن متداول شد.

کک توده جامدی است که از کربوره کردن زغال‌سنگهای مناسب در محدوده دمایی ۸۵۰ تا ۱۰۵۰ درجه سانتیگراد در غیاب هوا بدست می‌آید. به این عمل زغالی شدن نیز می‌گویند که طی آن مواد فرار موجود در زغال بصورت گاز خارج شده و ماده سیاه‌رنگ و سختی به نام کک بدست می‌آید. بنابراین، کک حاصل تقطیر زغال‌سنگ است. کک از کربن و هیدروژن به همراه مقداری اکسیژن، نیتروژن و گوگرد تشکیل شده است همچنین کک حاوی مقداری اکسیدهای فلزی مختلف است که پس از سوختن کک تشکیل خاکستر می‌دهد. علل اصلی تهیه کک از زغال سنگ عبارتست [۱۹، ۲۰]:

۱- زغال‌سنگها خواص متغیری دارند و بایستی یک سوخت با مشخصات نسبتاً ثابت از آنها تهیه شود.

۲- بیشتر زغال‌سنگها در برابر فشار و اصطکاک مقاومت کافی ندارند و در کوره بلند تخریب می‌شوند.

۳- زغال‌سنگها دارای مواد باارزشی هستند که کک‌سازی مانع از اتلاف آنها می‌شود. زغال‌سنگهایی که قابلیت تولید کک را دارند زغال کک‌شو نام دارند. بایستی توجه داشت که تمام زغال‌سنگها قابلیت کک‌شوندگی یکسانی ندارند و برای تهیه یک کک مرغوب و مناسب برای کوره بلند که اصطلاحاً کک متالورژی نامیده شده، بایستی از مخلوط دو یا چند زغال‌سنگ استفاده کرد.

ذخایر زغال‌سنگ جهان معادل ۱۰۸۸ میلیارد تن است و در حال حاضر مصرف زغال‌سنگ جهان سالیانه معادل ۵ میلیارد تن است [۱۹]. با توجه به این ارقام می‌توان پیش‌بینی نمود که ذخایر زغال‌سنگ جهان برای بیش از ۱۵۰ سال مصرف کافیست.

بعبارت دیگر فناوری کوره بلند و دیگر فنآوریهای مشابه که مصرف کننده زغال سنگ می باشند به حرکت و رشد خود ادامه می دهند. در ۲۵۰ کارخانه کک سازی جهان سالانه در حدود ۳۴۰ میلیون تن کک از تقریباً ۴۵۰ میلیون تن زغال کک شو تهیه می شود. بزرگترین کشور وارد کننده زغال کک شو در جهان ژاپن است که در سال ۱۹۹۷ نزدیک به ۷۵ میلیون تن واردات داشته است. منابع اصلی زغال سنگ کک شو جهان در کشورهای آمریکا، استرالیا، چین، هندوستان و آلمان است [۱۹، ۲۰]. ایران به لحاظ منابع زغال سنگ در وضعیت خود کفایی نمی باشد و کیفیت زغال آن در سطح نازلی است بطوریکه گاهی مصرف آن بدون افزودن زغال سنگ مرغوب خارجی در مرحله کک سازی مقدور نمی باشد. در حال حاضر صنعت فولاد ایران در بخش کوره بلند بی نیاز از واردات زغال سنگ مرغوب برای جبران کیفیت پایین منابع داخلی نخواهد بود.

واکنشهایی که هنگام کک سازی رخ می دهد پیچیده است. بطور کلی عملیات کک سازی شامل سه مرحله است:

الف) در مرحله اول مولکولهای زغال سنگ در دمای کمتر ۷۰۰ درجه سانتیگراد شکسته شده و محصولاتی مانند بخار آب، اکسیدهای کربن، سولفید هیدروژن، ترکیبات آروماتیک، پارافین، اولفین، فنل و ترکیبات حاوی نیتروژن از آن جدا می شود.

ب) در مرحله دوم که دما بالاتر از ۷۰۰ درجه سانتیگراد است، محصولات ذکر شده در قسمت اول هنگام عبور از لایه های کک داغ، دیواره ها و فضای خالی گرم اجاق بخار و آزاد می شوند. در این مرحله مقدار زیادی هیدروژن آزاد شده و ترکیبات آروماتیک و متان تشکیل می شوند. تجزیه ترکیبات حاوی نیتروژن در این مرحله منجر به تشکیل موادی مانند آمونیاک، سیانید هیدروژن و... می شود.

ج) در مرحله آخر هیدروژن بطور پیوسته از مواد باقی مانده خارج شده تا کک بدست آید.

با توجه به مراحل ذکر شده سه نوع کک وجود دارد که عبارتند از کک تولیدی در دمای کم، کک دمای متوسط و کک دمای بالا. ککی که برای اهداف متالورژی و کوره بلند مصرف شده بایستی در دمای بالا (۱۰۹۵-۹۰۰ درجه سانتیگراد) تولید شده باشد تا خصوصیات مناسب را داشته باشد [۳، ۱۹].

با توجه به مطالب ذکر شده محصولات متعددی هنگام کک‌سازی بدست می‌آید. بعنوان مثال از یک تن زغال کک‌شو محصولاتی بدین شرح بدست می‌آید: ۸۰۰-۶۰۰ کیلوگرم کک مناسب برای کوره بلند، ۱۰۰-۵۰ کیلوگرم خرده کک، ۳۵۸-۲۹۶ مترمکعب گاز کوره کک‌سازی، ۴/۴۵-۳/۳۰ لیتر قطران، ۸/۱۳-۱۰ کیلوگرم سولفات آمونیم، ۵/۱۳۲-۸/۵۶ لیتر آمونیاک و ۱/۱۵-۵/۹ لیتر روغنهای سبک. بدیهی است که نسبت و مقدار این مواد تابع نوع زغال کک‌شو، دما و روش کک‌سازی و بازیابی مواد است [۳]. برای تهیه کک متالورژی دو روش معروف وجود دارد که عبارتند از [۳]:

**الف) روش کندویی:** در این روش مقداری هوا به درون اجاق‌های کک‌سازی دمیده شده تا محصولات فرار خارج شده از زغال سنگ را بسوزاند و در نتیجه حرارت لازم را برای عملیات کک‌سازی و تقطیر زغال فراهم کند. اندازه ذرات کک تولیدی از این روش معمولاً بزرگ است و یکنواخت نمی‌باشد.

**ب) روش محصول جنبی:** در این روش هوا از اجاق‌های کک‌سازی خارج شده و حرارت لازم برای عملیات کک‌سازی از احتراق خارجی گازهای بازیابی شده از فرآیند کک‌سازی و یا از سوختن گاز تمیز کوره بلند (یا مخلوط گاز کوره بلند و گاز کوره‌های کک‌سازی) تأمین می‌شود. در کارگاه‌های جدید تمام محصولات فرار تولیدی بازیابی شده در نتیجه در این روش آلودگی زیست‌محیطی کمتر و امکان بازیابی محصولات فرار با ارزش وجود دارد. دمای کک‌سازی در این روش مقداری کمتر از روش قبل است. نکته مهم این است که نوع، روش و دمای کک‌سازی بر روی کیفیت و بازدهی کک کوره بلند تأثیر بسزایی دارد.

جزئیات مربوط به کک‌سازی در کتابهایی تحت عنوان سوخت و یا کک‌سازی آمده است. در این بخش عمدتاً خصوصیات کک که مربوط به مصرف آن در کوره بلند است مورد بررسی قرار می‌گیرد. بطور کلی کک دو هدف کلی را در کوره بلند تأمین می‌کند که عبارتند از:

۱- احیاء سنگ آهن و تأمین کربن مورد نیاز فلز (هدف شیمیایی).

۲- تولید انرژی حرارتی از طریق سوختن آن. در حدود ۸۰ درصد انرژی حرارتی مورد نیاز از سوختن کک تأمین می‌شود و بقیه آن از هوای گرم تأمین می‌شود. (هدف حرارتی).

علاوه بر دو مورد فوق، کک یک وظیفه مهم دیگر را در کوره بلند بعهدہ دارد و آن حفظ نفوذپذیری بار در قسمت‌های پایین کوره یعنی جایی که سنگ آهن و آگلومره بصورت خمیری درمی‌آید. به همین دلیل کک باید استحکام کافی داشته باشد تا تحت تأثیر وزن ستون بار خرد نشود. با توجه به اهداف فوق، خصوصیات کک کوره بلند در سه دسته شیمیایی، فیزیکی و حرارتی توسط آزمایشهای استاندارد تعیین و بررسی شده است.

### ۳-۴-۱) خصوصیات شیمیایی کک

خصوصیات شیمیایی کک کوره بلند شامل موارد زیر است:

#### الف) خاکستر کک

خاکستر کک حاوی اکسیدهای مختلفی از جمله اکسید سیلیسیم، آلومینا، اکسید آهن، اکسید منیزیم و اکسید کلسیم است. خاکستر کک ناشی از مواد معدنی درونی زغال سنگ است. خاکستر عامل چسباننده است و وجود آن پایداری کک را افزایش می‌دهد در نتیجه احتراق کک، بازدهی ذوب و عملیات کوره را بهبود می‌بخشد. اما خاکستر بخش غیرقابل احتراق کک است و افزایش آن ارزش حرارتی کک را کاهش می‌دهد. از طرف دیگر چون مواد موجود در خاکستر کک در کوره بلند احیاء نشده و دمای ذوب بالایی دارند وارد سرباره می‌شوند در نتیجه برای ذوب آنها به مواد روان‌ساز و کمک ذوب نیاز است از این رو افزایش مقدار خاکستر کک، حجم سرباره کوره بلند را افزایش می‌دهد. بنابراین کاهش خاکستر کک باعث افزایش تولید و کاهش مصرف کک می‌شود. معمولاً خاکستر کمتر از ۱۲ درصد را قابل قبول می‌دانند [۷]. برای اندازه‌گیری میزان خاکستر وزن معینی از کک را در کوره در دمای ۹۵۰ درجه سانتیگراد حرارت می‌دهند تا کاملاً بسوزد وزن باقی مانده میزان خاکستر را نشان می‌دهد.

#### ب) رطوبت

رطوبت کک به نحوه خاموش کردن، حمل و نقل و شیوه انبار کردن بستگی دارد. مقدار رطوبت کک بین ۲ تا ۶ درصد متغیر است اما حداکثر رطوبت مجاز آن ۲ تا ۳ درصد است [۲]. البته رطوبت موجود در کک بلافاصله با گرم شدن در کوره از بین می‌رود اما مقداری از ارزش حرارتی در اثر این عمل تلف می‌شود بنابراین با زیاد شدن رطوبت کک،

ارزش حرارتی آن کاهش می‌یابد همچنین رطوبت بروی وزن کک هم اثر دارد. مقدار رطوبت کک را از روی اختلاف وزن نمونه در ابتدا و پس از خشک کردن تعیین می‌کنند.

### ج) مواد فرار

مواد فرار درون کک شامل نیتروژن، هیدروژن و هیدروکربن‌ها می‌باشند که بایستی مقدار آنها کمتر از ۱/۲ درصد باشد. مقدار و ترکیب شیمیایی مواد فرار کک تابع دمای کک‌سازی است. با افزایش دمای کک‌سازی از ۵۰۰ به ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد مقدار دی‌اکسید کربن کک حدود سه برابر کاسته اما هیدروژن آن پنج برابر افزایش می‌یابد [۳،۲]. برای اندازه‌گیری مواد فرار، مقدار معینی از کک را در یک کوره موفلی در دمای حدود ۹۵۰ درجه سانتیگراد حرارت داده و حجم گازهای آزاد شده را تعیین می‌کنند.

### د) گوگرد و فسفر

این دو ماده و ترکیبات آنها از مهمترین ناخالصیهای مضر کک می‌باشند. مصرف کک در کوره بلند حدود ۵۰۰ کیلوگرم به ازای یک تن چدن است لذا حتی مقدار کمی از ناخالصیهای مضر موجود در کک باعث آلودگی چدن تولیدی خواهد شد و علاوه بر این باعث کاهش ارزش حرارتی کک می‌شوند. مقدار جذب این مواد در چدن تابع مقدار آنها در کک و دمای کوره بلند است. بایستی توجه کرد که حدود ۸۰ تا ۹۵ درصد کل گوگرد و عمدتاً فسفر کوره بلند از طریق کک وارد می‌شود. مقدار گوگرد کک بایستی کمتر از ۱ درصد و فسفر آن کمتر از ۰/۰۱ درصد باشد. مقدار فسفر کک از طریق تجزیه خاکستر و مقدار گوگرد به روش کالری‌متری اندازه‌گیری می‌شود [۷،۳،۲].

### ه) کربن ثابت

تنها قسمت مفید کک برای سوختن، کربن آن است که اهداف اصلی کک کوره بلند را تأمین می‌کند. مقدار کربن باقی مانده در کک معیار ارزش حرارتی آن است. برای تعیین آن مجموع درصدهای خاکستر، مواد فرار، رطوبت و گوگرد کک را از ۱۰۰ کم کرده تا کربن ثابت بدست آید.

### ۳-۴-۲) خصوصیات فیزیکی کک

خواص فیزیکی کک شامل تخلخل، دانه‌بندی کک و پایداری مکانیکی کک است.

## الف) تخلخل کک

اگر ذرات کک متراکم باشند، سطح تماس آنها با اکسیژن کم شده و در نتیجه عمل احتراق به کندی صورت می‌گیرد از این رو مقدار تخلخل کک اهمیت زیادی دارد. برای کک هم درصد تخلخل ظاهری، واقعی و پنهان را از روشهایی که در بخش (۳-۱-۲) شرح داده شد اندازه‌گیری می‌کنند. بایستی توجه کرد که تخلخل تنها درصد فضا را مشخص می‌کند و اندازه فضا را نشان نمی‌دهد. نسبت فضاهای خالی به حجم کک را درجه تخلخل می‌نامند. ممکن است دو نوع کک دارای تخلخل یکسانی باشند اما یکی دارای تخلخلهای ریز با تعداد زیاد و دیگری تخلخلهای بزرگ با تعداد کم باشد. این اختلاف می‌تواند بر روند احتراق کک اثر بگذارد. یک کک متالورژی خوب وزن مخصوص حقیقی  $1/85$  تا  $2$ ، وزن مخصوص ظاهری  $0/85$  تا  $0/95$  و درصد تخلخل  $50$  تا  $55$  درصد دارد [۲]. در صورت ثابت بودن استحکام مکانیکی، کک با تخلخل بیشتر ترجیح داده می‌شود زیرا قابلیت احتراق بیشتری دارد. علاوه بر چگالی‌های ظاهری و حقیقی خاصیت دیگری هم در مورد کک به نام چگالی بارگیری تعریف می‌شود که عبارتست از چگالی یک مترمکعب کک که روی هم ریخته شده باشد و مقدار آن در حدود  $460$  کیلوگرم در مترمکعب است. مقدار این خاصیت به نحوه توزیع ذرات کک بستگی دارد و در صورتیکه ذرات ریز فضای بین ذرات درشت را پر کند، می‌توان به چگالی بارگیری بالاتری دست یافت. ارتباط چگالی بارگیری  $\rho_c$  با تخلخل بار کک  $\varepsilon_c$  و چگالی ظاهری  $\rho_{as}$  در رابطه (۳-۱۶) آمده است [۲]:

$$\varepsilon_c = \left( 1 - \frac{\rho_c}{\rho_{as}} \right) \quad (3-16)$$

## ب) دانه‌بندی کک

دانه‌بندی بهینه کک در کوره بلند برحسب شرایط کاری کوره، نوع و دانه‌بندی بار آن متغیر است. امروزه در کوره بلند از بار ورودی با اندازه کنترل شده مانند گندله یا کلوخه استفاده می‌شود در نتیجه اندازه ذرات کک اهمیت زیادتری پیدا کرده است و از این رو اندازه قابل قبول دانه‌های کک نیز کاهش می‌یابد. معمولاً دانه‌بندی بین  $60$  تا  $100$  میلیمتر را مناسب می‌دانند و بایستی  $70$  درصد ذرات اندازه‌ای بزرگتر از  $70$  میلیمتر را داشته باشند و درصد دانه‌های کمتر از  $25$  میلیمتر نباید بیشتر از  $4$  درصد باشد [۲]. توزیع

اندازه ذرات کک تأثیر زیادی بر روی نحوه عملکرد کوره بلند دارد. این عامل حجم فضاهای خالی توده و سطح ظاهری کک را مشخص می‌کند و بر واکنشهای شیمیایی قابل انجام در قسمتهای مختلف تأثیر می‌گذارد.

### ج) پایداری و استحکام کک

مهمترین خاصیت فیزیکی کک متالورژیکی استحکام آن در مقابل شکسته شدن و سایش است. کک از زمانی که از کوره کک‌سازی خارج می‌شود تا هنگامی که به کوره بلند شارژ می‌شود تحت نیروهای مختلف مکانیکی (ضربه، سایش، فشار و...) قرار دارد. در داخل کوره بلند نیز کک تحت نیروی فشاری زیادی است که به ارتفاع و ظرفیت کوره بستگی دارد. منظور از پایداری کک، استحکام و مقاومت آن در برابر سایش و نیروهای مکانیکی وارده است. استحکام کک تابع نوع زغال سازنده آن است. در آمریکا از آزمایشهای استاندارد ASTM برای ارزیابی پایداری و استحکام کک استفاده می‌شود که منجر به تعیین شاخص پایداری برای مقاومت در مقابل شکستن و شاخص سختی شده است. روشهای تعیین استحکام کک مشابه روشهایی است که برای تعیین استحکام گندله و کلوخه بکار می‌رود. در این حالت هم از آزمایشهای مشابهی برای نشان دادن استحکام استفاده می‌شود. استحکام فشاری کک را توسط پرس کردن چند قطعه کک و تعیین فشار انهدام هر قطعه و سپس تعیین میانگین فشار بدست می‌آورند. مقاومت فشاری کک حدود ۱۸۰-۹۰ کیلوگرم بر سانتیمتر مربع است و مقدار قابل قبول آن برای کوره بلند حدود ۱۷۰ کیلوگرم بر سانتیمتر مربع است [۲].

مقاومت به ضربه را توسط آزمایش شاتر که جزئیات آن در بخش (۳-۱-۳) آمده است تعیین می‌کنند. معمولاً مقدار معینی کک در حدود ۲۰ کیلوگرم را از ارتفاع حدود ۲ متر چهار مرتبه رها می‌کنند. سپس دانه‌بندی کک را پس از آزمایش تعیین می‌کنند. درصد اندازه دانه‌های مختلف نشانگر وضعیت استحکام کک در مقابل ضربه است. در کک کوره بلند بایستی ۷۵ درصد ذرات بزرگتر از ۵ سانتیمتر، ۸۵ درصد ذرات بزرگتر از ۳/۷۵ سانتیمتر و ۹۷ درصد ذرات بزرگتر از ۱/۲۵ سانتیمتر باشد [۲].

مقاومت کک به سایش و غلطش را توسط چرخاندن آن در استوانه‌های استاندارد تعیین می‌کنند. در تمام این روشها مقدار معینی کک را در استوانه‌ای به ابعاد معین قرار داده و می‌چرخانند سپس کک را خارج کرده دانه‌بندی می‌کنند و درصد دانه‌های مختلف را

بعنوان شاخص استحکام تعیین می کنند. مثلاً شاخص ام ۴۰ ( $M_{40}$ ) نشان دهنده درصد ذراتی است که روی الک ۴۰ میلیمتر باقی مانده اند یعنی درصد ذرات بیش از ۴۰ میلیمتر و شاخص  $M_{20}$  یعنی درصد ذرات بیش از ۲۰ میلیمتر و به همین طریق برای شاخص ( $M_{10}$ ) یعنی درصد ذرات کمتر از ۱۰ میلیمتر. از روی این سه شاخص ضریبی به نام ضریب میکوم تعیین می شود (رابطه ۳-۱۷) [۶]:

$$C_M = M_{\epsilon} + M_{\gamma} + M_{\alpha} \quad (17-3)$$

هرچقدر این ضریب بزرگتر باشد استحکام کک در مقابل نیروهای وارده در هنگام حمل و نقل و نزول در کوره بلند بیشتر است. اصولاً این ضریب بایستی بیشتر از ۱۶۰ باشد و مقدار  $M_{\epsilon}$  نباید کمتر از ۸۰-۷۵ درصد و یا  $M_{\alpha}$  نباید از ۱۲-۱۰ درصد بیشتر باشد [۲].

### ۳-۴-۳) خواص حرارتی کک

این خواص به شرح زیر است:

#### الف) ارزش حرارتی

در اثر سوختن کربن کک با اکسیژن حرارت زیادی تولید می شود. با زیاد شدن ارزش حرارتی کک مقدار گرمای تولیدی در کوره بلند بیشتر می شود اما بدلیل اتلاف حرارتی درون کوره مقدار واقعی گرما که برای ذوب مصرف می شود کمتر از میزان کل گرمای تولیدی است. خاکستر و رطوبت بر ارزش حرارتی کک اثر می گذارد. ارزش حرارتی کک خالص (بدون خاکستر و رطوبت) در حدود  $33/470$  کیلوژول بر کیلوگرم است ولی به دلیل وجود خاکستر و رطوبت در کک این مقدار در عمل کوچکتر است. ارزش حرارتی کک در فشار ثابت ( $Q_L$ ) که دارای A درصد خاکستر در نمونه خشک و W درصد رطوبت است، از رابطه (۳-۱۸) بدست می آید [۱۹]:

$$Q_L = 33/470 \times \left(1 - \frac{A}{100}\right) \left(1 - \frac{W}{100}\right) - 6W \quad (18-3)$$

در رابطه (۳-۱۸) مقدار ( $Q_L$ ) بر حسب کیلوژول است.

#### ب) قابلیت انجام واکنش

این عامل نقش بسیار مهمی در عملیات کوره بلند دارد. بطور کلی قابلیت انجام واکنش کک عبارتست از سرعت واکنش کربن کک با گازهای اکسیدی مانند اکسیژن،

دی اکسید کربن هوا و یا بخار آب. در صورتیکه کک بعنوان سوخت بکار رود، تنها قابلیت واکنش آن نسبت به هوا یا اکسیژن مهم است. سرعت واکنش بستگی به عوامل مختلفی از جمله خصوصیات سطح کک، ساختار کک (تخلخل)، اندازه حفره‌ها و ضخامت دیواره حفره‌ها، بافت کک (نوع و حالت کربن کک)، ترکیب شیمیایی خاکستر کک (بعنوان مثال معلوم شده که حضور مواد قلیایی مانند سدیم یا پتاسیم و یا موادی مانند آهن، کلسیم و منیزیم منجر به افزایش سرعت واکنش کک با دی اکسید کربن می‌شود [۲۱])، مساحت سطحی در معرض واکنش و شرایط آزمایش (ترکیب شیمیایی، سرعت جریان، غلظت و دمای گاز) دارد. تحقیقات نشان داده که قابلیت واکنش و استحکام کک مستقیماً تابع نوع زغال سنگ استفاده شده برای کک سازی است. کک‌هایی که از زغالهای حاوی مواد فرار زیاد بدست آمده از نظر شیمیایی ضعیف و به آسانی با دی اکسید کربن واکنش می‌دهند اما با انجام فرآیندهای بهتر کک سازی بر روی زغالهای با مواد فرار بالا یا استفاده از زغالهای حاوی مواد فرار متوسط، کک‌هایی با قابلیت واکنش کمتر تولید می‌شود. زغالهایی که مواد فرار کمی دارند، کک با قابلیت واکنش متوسط را تولید می‌کنند [۲۱]. چنانچه مقداری کک را تحت تاثیر a مولکول گاز دی اکسید کربن قرار داده و براساس واکنش بودارد، b مولکول گاز CO تولید شود، قابلیت انجام واکنش براساس رابطه (۳-۱۹) بدست می‌آید [۲]:

$$I = \frac{a}{b} \times 100 \quad (19-3)$$

در اثر تغییرات عمده‌ای که در پارامترهای تولیدی کوره بلند طی سالهای ۱۹۹۰ انجام شد، سرعت مصرف کک در کوره بلند کاهش یافته و به کمتر از ۴۶۰ کیلوگرم (۱۰۰۰ پاوند) به ازای یک تن مذاب تولیدی رسیده است. بنابراین نیاز به کک‌هایی که دارای خصوصیات مناسب می‌باشند افزایش یافته است. اگرچه قابلیت واکنش کک در کوره بلند نقش مهمی را بازی می‌کند اما، یک روش استاندارد جهانی برای اندازه گیری قابلیت واکنش کک وجود ندارد. در گذشته روش ژاپنی کارخانه نیون استیل<sup>۱</sup> برای اندازه گیری قابلیت واکنش استفاده می‌شد. استاندارد ASTM در سال ۱۹۹۳ این روش را بعنوان یک روش استاندارد پذیرفت [۲۱]. در استاندارد ASTM، قابلیت واکنش کک (بصورت

شاخص راکتیویته کک<sup>۱</sup> CRI نشان داده می‌شود) همچنین استحکام کک پس از واکنش (CSR)<sup>۲</sup> را تعیین می‌کنند.

آزمایش استاندارد ASTM (D-۵۳۴۱) برای اندازه‌گیری CRI و CSR به ۲۰۰ گرم (۰/۴۴) پاوند) کک خشک به اندازه ۱۹×۲۱ میلیمتر (۰/۷۵-۰/۷۵ اینچ)، گاز دی‌اکسید کربن با سرعت جریان ۵ لیتر در دقیقه (۰/۱۸ فوت مکعب در دقیقه) و دو ساعت زمان در دمای ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد (۲۰۱۲ درجه فارنهایت) نیاز دارد. CRI بصورت کاهش وزن نمونه کک بعد از آزمایش گزارش می‌شود. سپس کک بعد از سرد شدن در یک استوانه با سرعت ۲۰ دور در دقیقه طی ۶۰۰ دور آسیا شده درصد انباشتگی به همراه درصد اندازه کک ۱۰ میلیمتر (۰/۳۷۵ اینچ) بعد از سایش و آسیاکاری بعنوان CSR گزارش می‌شود. آزمایشهای گوناگون نشان داده کک‌هایی که شاخص راکتیویته بالاتری دارند، استحکام آنها بعد از واکنش کمتر است و برعکس. بایستی توجه کرد که استحکام داغ که بصورت CSR گزارش شده، با استحکام سرد که توسط آزمایشهای استاندارد ASTM اندازه‌گیری شده و منجر به تعیین شاخص پایداری در مقابل شکستن و شاخص سختی شده، ارتباطی ندارد.

### ۳-۵) سایر سوختها

بدلیل قیمت زیاد تهیه کک و مشکلاتی در رابطه با تهیه آن و در دسترس بودن سوختهای هیدروکربنی مانند نفت و گاز طبیعی و گازهای کوره‌های کک‌سازی و کوره بلند، تحقیقاتی در سالهای گذشته برای جایگزین کردن آنها به جای کک انجام شده است. از سال ۱۹۵۹ که طی آزمایشهایی در یک کوره بلند آزمایشگاهی معلوم شد تزریق سوخت به کوره بلند امکان‌پذیر است، تزریق گاز طبیعی و سایر هیدروکربنها به داخل کوره بلند متداول گردید. گاز طبیعی عمدتاً از متان تشکیل شده و گاز کوره‌های کک‌سازی در حدود ۲۵ درصد متان دارد. در جدول (۳-۶) ترکیب شیمیایی، ارزش حرارتی، هوای لازم برای سوختن، حجم و ترکیب گاز احتراق سوختهایی مانند نفت، گاز طبیعی و گاز کوره‌های کک‌سازی با کربن خالص مقایسه شده است.

هنگامیکه متان بداخل محفظه احتراق تزریق شود، بعلت وجود مقدار زیاد کربن در ناحیه احتراق، گاز هیدروژن و منواکسید کربن تولید می‌شود. در نتیجه، احتراق این سوختها ناقص بوده و بنابراین ارزش حرارتی آنها بطور کامل بدست نمی‌آید. اما گاز هیدروژن بدست آمده همانطور که در بخش دوم بیان شد، احیا کننده بهتری نسبت به منواکسید کربن در دماهای بالا است. چنانچه از این سوختها در دمای محیط استفاده شود، بدلیل نیاز به حرارت لازم برای شکستن پیوندهای کربن - هیدروژن دمای شعله بدست آمده کمتر می‌شود. استفاده از این سوختها بدلیل صرفه جویی ناشی از کاهش مصرف کک و افزایش مقدار گاز هیدروژن تولیدی مطلوب است. از میان سوختهای ذکر شده در جدول (۳-۶)، گاز طبیعی بدلیل فراوانی و ارزان بودن آن جایگزین بسیار خوبی است، اما مشکل اصلی حمل و نقل جهانی آن است. بطور کلی، درصدی از گاز طبیعی به درون ناحیه احتراق تزریق می‌شود. اثرات افزایش مقدار متان تزریق شده عبارتست از:

۱- چنانچه حجم هوای دم ثابت باشد، با افزایش مقدار گاز طبیعی تزریق شده، مقدار کمتری کک در ناحیه احتراق می‌سوزد و در نتیجه نزول بار کند خواهد شد. تأثیر کند شدن نزول بار بر روی سرعت تولید را می‌توان با کم کردن درصد کک در بار (افزایش مقدار آهن در واحد حجم بار کوره) خنثی نمود.

۲- مقدار حرارت آزاد شده در ناحیه احتراق با افزایش مقدار متان کم می‌شود. این اثر را هم با استفاده از هوای دم که تا دماهای بالاتر پیشگرم شده، می‌توان جبران کرد.

۳- با افزایش حجم متان تزریق شده درصد گازهای منواکسید کربن و نیتروژن در گاز شکم کوره کاهش و درصد گاز هیدروژن افزایش می‌یابد. افزایش مقدار گاز هیدروژن همانطور که بیان شد، باعث کاهش احیاء مستقیم در کوره می‌شود، در نتیجه مصرف کک کم می‌شود.

۴- با زیاد شدن مقدار متان حجم محصولات احتراق حاصل به ازای حجم معینی از هوای دم افزایش می‌یابد، لذا بایستی در هنگام محاسبه مقدار گاز طبیعی که باید تزریق شود، این مطلب را به خاطر داشت و تأثیر افزایش حجم گاز شکم کوره را بر عملکرد کوره در نظر گرفت.

پژوهشهایی در سالهای گذشته در کشورهای چین، آلمان، کانادا و ژاپن برای استفاده از گازهای احیایی مانند هیدروژن و CO و مخلوط آنها که در خارج از کوره بلند تهیه و

پس از گرم کردن به درون کوره شارژ شوند، انجام شده است. اما این تحقیقات عمدتاً در مراحل آزمایشگاهی است و هنوز کاربرد صنعتی پیدا نکرده است [۲۲]. کارهای دیگری بر روی استفاده از گازهای خروجی از کوره بلند انجام شده است. گازهای خروجی از کوره بلند دارای مقداری گاز احیاکننده از جمله منواکسید کربن می‌باشند. پس از تصفیه گازهای خروجی از کوره بلند، گاز تصفیه شده را گرم کرده و همراه با گاز اکسیژن به درون کوره تزریق می‌کنند. نتایج صنعتی این تحقیق نشان داده که در اثر این عمل مصرف کک تا حدود ۲۸۰-۳۰۰ کیلوگرم به ازای یک تن چدن تولیدی کم می‌شود (در صورت استفاده از شارژ خوب) و بازدهی کوره بلند به میزان ۳۰-۲۵ درصد افزایش می‌یابد [۲۲].

علاوه بر سوخته‌های بالا از مواد جامدی مانند آنتراسیت، لیگنیت، زغال و... همراه با کک و گاهی مخلوطی از نفت و زغال در کوره بلند استفاده شده است. برای تزریق ذرات جامد اندازه آنها بایستی ریز باشد تا سطح تماس زیاد شود اما ذرات جامد باعث سایش لوله‌های دم می‌شوند، از این رو استفاده از آنها همراه با محدودیتهای زیادی است.

جدول ۳-۶: ترکیب شیمیایی، ارزش حرارتی، هوای لازم برای سوختن، حجم و ترکیب گاز احتراق سوخته‌هایی مانند نفت، گاز طبیعی و گاز کوره‌های کک‌سازی و مقایسه آنها با کربن خالص [۷]

| ترکیب شیمیایی سوخت (درصد)                       | گاز کوره کک‌سازی | گاز طبیعی | نفت       | کربن |
|---|------------------|-----------|-----------|------|
| کربن  | -                | -         | ۸۴        | ۱۰۰  |
| خاکستر  | -                | -         | ۰/۵       | -    |
| گوگرد   | -                | -         | ۲/۵       | -    |
| هیدروژن   | ۵۷/۷             | -         | ۱۲        | -    |
| اکسیژن  | -                | -         | ۰/۵       | -    |
| نیترژن  | ۶/۹              | -         | ۰/۵       | -    |
| متان  | ۲۶               | ۱۰۰       | -         | -    |
| منواکسید کربن                                   | ۵/۷              | -         | -         | -    |
| دی‌اکسید کربن                                   | ۲                | -         | -         | -    |
| هیدروکربنهای سنگین                              | ۲/۴              | -         | -         | -    |
| ارزش حرارتی (کیلو کالری بر کیلوگرم یا متر مکعب) | ۴۲۰۰             | ۸۵۸۰      | ۹۶۰۰-۹۸۰۰ | ۸۰۰۰ |

| کربن  | نفت  |      | گاز طبیعی |      | گاز کوره<br>کک ساری | توکیب شیمیایی سوخت<br>(درصد) |   |
|-------|------|------|-----------|------|---------------------|------------------------------|---|
|       | ۲۱   | ۲۵   | ۲۱        | ۲۵   |                     |                              | ۲۱  |
| -۲۲۰۰ |      |      | -۱۴۶۶     |      | -۳۸۱                |                              | حرارت واکنش (کیلو کالری<br>بر کیلو گرم)                                   |
| ۲۱    | ۲۵   | ۲۱   | ۲۵        | ۲۱   | ۲۵                  | ۲۱                           | درصد اکسیژن در هوای دم  |
| ۴/۴۴  | ۳/۷۳ | ۳/۷۳ | ۳/۱۳      | ۲/۳۸ | ۲                   | ۰/۷۴                         | هوای لازم برای واکنش<br>منواکسید کربن یا هیدروژن<br>(مترمکعب بر کیلو گرم) |
| ۱/۸۷  | ۱/۸۷ | ۱/۵۷ | ۱/۵۷      | ۱    | ۱                   | ۰/۴۲                         | منواکسید کربن (مترمکعب بر<br>کیلو گرم)                                    |
| -     | -    | ۱/۳۴ | ۱/۳۴      | ۲    | ۲                   | ۱/۱۷                         | هیدروژن (مترمکعب بر<br>کیلو گرم)  |
| ۳/۵۱  | ۲/۸  | ۲/۹۵ | ۲/۳۵      | ۱/۸۸ | ۱/۵                 | ۰/۶۵                         | نیتروژن (مترمکعب بر<br>کیلو گرم)  |
| ۵/۳۸  | ۴/۶۷ | ۵/۸۶ | ۵/۲۷      | ۴/۸۸ | ۴/۵                 | ۲/۲۴                         | کل گاز لوله های دم<br>(مترمکعب بر کیلو گرم)                               |
| ۳۴/۷  | ۴۰   | ۲۶/۸ | ۲۹/۸      | ۲۰/۵ | ۲۲/۲                | ۱۸/۷                         | درصد منواکسید کربن  |
| -     | -    | ۲۲/۹ | ۲۵/۴      | ۴۱   | ۴۴/۴                | ۵۲/۳                         | درصد هیدروژن  |
| ۶۵/۳  | ۶۰   | ۵۰/۳ | ۲۹/۸      | ۳۸/۵ | ۳۳/۳                | ۲۹                           | درصد نیتروژن  |

### ۳-۶) هوای دم

اگرچه منظور از بار کوره بلند موادی است که از بالای کوره شارژ شده اما چون هوای دم حجم زیادی از مواد اولیه را تشکیل می دهد و نقش مهمی در احتراق کک دارد، در این قسمت در مورد آن بحث می شود. هوای دم بیشترین وزن ماده مصرفی را در کوره بلند تشکیل می دهد. برای درک اهمیت آن به محاسبه زیر برای یک کوره بلند ۲۰۰۰ تنی با توجه به شرایط ذکر شده، توجه شود:

- هوا در دمای ۸۰۰ درجه سانتیگراد و فشار ۲ اتمسفر دمیده می شود.

- مصرف کک با کربن ثابت ۸۵ درصد، ۵۰۰ کیلو گرم به ازای یک تن چدن است.

- فرض شده که ۸۰ درصد از کک در ناحیه پایین کوره توسط اکسیژن هوا بسوزد. حال با توجه به واکنش سوختن کک (کربن) با هوا:



برای سوختن یک کیلوگرم کربن،  $12 \div [(4/8 \times 11/2)]$  مترمکعب هوا لازم است. در نتیجه مصرف هوا در شرایط متعارفی عبارتست از ۲۱۱۵ مترمکعب در دقیقه. در عمل حجم هوای مصرفی در فشار ۲ اتمسفر در حدود ۳۵۰۰ مترمکعب در دقیقه است. بعبارت دیگر بیش از ۳ تن هوا برای تولید یک تن چدن لازم است. گاهی حجم هوای لازم را به ازای یک مترمکعب از حجم مفید کوره محاسبه می‌کنند. برای هر مترمکعب حجم مفید کوره بلند تقریباً ۲/۲ مترمکعب هوا در دقیقه مصرف می‌شود. در هر حال این اعداد نشان می‌دهد که، هوا بخش عظیمی از مواد مصرفی کوره بلند را تشکیل می‌دهد در نتیجه انرژی زیادی برای تهیه، گرم کردن و دمش هوا به کوره بلند مصرف می‌شود.

درجه حرارت هوای دم تأثیر زیادی بر روی مصرف کک دارد. در طی بیست سال گذشته پیشگرم کردن هوای دم تا دماهای بالا به مقدار زیادی بازدهی و تولید کوره بلند را بهبود بخشیده است. تحقیقات نشان داده با افزایش دمای هوای دم مصرف کک به مقدار قابل ملاحظه‌ای کاهش می‌یابد [۷]. بطور کلی پیشگرم کردن هوای دم باعث افزایش دمای ناحیه احتراق شده و این افزایش دما باعث افزایش حجم و در نتیجه سرعت صعود محصولات احتراق می‌شود. اما بعلت فشار ایجاد شده در ناحیه احتراق و سرعت حرکت گازها، نزول یکنواخت بار دچار اشکال می‌شود. بعلت کوچک بودن ناحیه احتراق و حجم عظیم گازهای حاصل از احتراق، انتقال حرارت از گازها به کک جامد، آهن مذاب و سرباره که در حال پایین آمدن از ناحیه احتراق عبور می‌کنند، قابل توجه نبوده و نمی‌تواند بعنوان عاملی کم کردن درجه حرارت ناحیه احتراق محسوب شود. از طرفی کاهش بیش از حد دمای هوای دم هم تأثیراتی دارد. در آزمایشی که توسط کاول انجام شد تأثیر کاهش دمای هوای دم از ۳۲۰ درجه سانتیگراد (۶۰۸ درجه فارنهایت) به ۲۰ درجه سانتیگراد (۶۸ درجه فارنهایت) بر روی اندازه ناحیه احتراق و کارکرد کوره بررسی و نتایج زیر بدست آمد [۷]:

۱- در دماهای پایین گاز دی‌اکسید کربن و اکسیژن بیشتر در جهت محور لوله‌های دم گسترش یافته تا در جهت قائم

۲- هوای دم سرد باعث افزایش حجم ناحیه احتراق شده و در این حالت مواد تا فاصله بیشتری در امتداد لوله‌های دم بصورت غیرفشرده بوده و جریان گازها بطرف بالا سریعتر و راحت‌تر است.

۳- هوای دم سرد باعث می‌شود ناحیه احتراق و ناحیه درجه حرارت بالا بطرف بالای لوله‌های دم کشیده شده و لذا باعث کاهش دمای بوته مذاب کوره بلند می‌شود. تجربه نشان داده که برای شرایط ثابت کوره بلند، یک حدی برای گرم کردن هوای دم وجود دارد بطوریکه افزایش درجه حرارت هوای دم تا آن مقدار تأثیر منفی بر روی جریان نزول منظم بار کوره ندارد. این مسئله تا دماهای ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد قابل توجه است. از این رو امروزه سعی می‌شود هوای دم را تا دماهای ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد و گاهی بیشتر گرم کنند [۷].

تزیق موادی مانند بخار آب، سوخته‌های مایع، گاز طبیعی یا پودر زغال به داخل کوره بلند گذشته از مزایایی که دارد باعث می‌شود، بتوان دمای هوای دم را به میزان دلخواه افزایش داد بدون اینکه اثر منفی در جریان نزول بار کوره بلند بگذارد. تزیق این مواد باعث شده که دمای ناحیه احتراق و محصولات احتراق در اثر استفاده از هوای دم پیشگرم شده، افزایش زیادی نداشته باشد. لذا اختلاف فشار بین سطح لوله‌های دم و بالای شکم کوره زیاد نشده و نزول بار بصورت متعارف انجام می‌شود. بخار آب موجود در هوای دم می‌تواند به مقدار زیادی مصرف انرژی را افزایش دهد زیرا واکنش تجزیه بخار آب که در محدوده لوله‌های دم انجام می‌شود گرماگیر است. با توجه به حجم زیاد هوای مصرفی، درصد بسیار کمی رطوبت در هوا باعث وارد شدن مقدار زیادی آب بداخل کوره بلند می‌شود، در نتیجه مصرف کک به نحو چشمگیری افزایش می‌یابد. بنابراین کنترل رطوبت هوای دم که در فصول مختلف سال ممکن است تغییر کند از اهمیت زیادی برخوردار است. اگرچه می‌توان با روشهایی مانند تبرید کردن هوا و یا عبور دادن آن از ستون‌ها یا محفظه‌های خشک‌کننده و جاذب رطوبت، مقدار بخار هوا را کاهش داد و هوا را خشک نمود ولی این فرآیندها بسیار پرخارج است و کمتر استفاده می‌شود.

غنی کردن هوای دم از اکسیژن یعنی افزایش نسبت اکسیژن به نیتروژن در هوای دم که بعد از جنگ جهانی دوم متداول گردید، تحول زیادی در صنعت ذوب آهن بوجود آورد. بعنوان مثال افزایش ۶ درصد اکسیژن به هوای دم می‌تواند بین ۲۵-۲۰ درصد تولید

را افزایش داده و بیش از ۱۰ درصد از مصرف کک کم کند [۶]. بطور کلی افزایش درصد اکسیژن در هوای دم مزایای زیر را به همراه دارد:

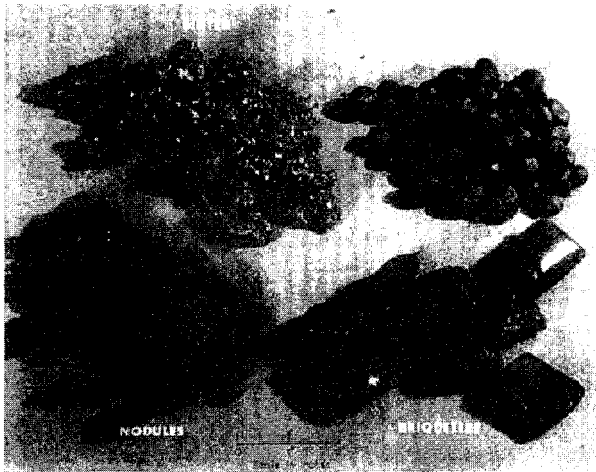
- ۱- افزایش تولید و کاهش کک مصرفی
- ۲- کاهش گرد و غبار دهانه کوره به علت کم شدن حجم گازهای خروجی
- ۳- کاهش درجه حرارت گازهای خروجی
- ۴- بهبود بازده حرارتی به علت کاهش دما و کم شدن حجم گازهای خروجی
- ۵- به علت کم شدن حجم هوای دم در دقیقه، مصرف انرژی برای گرم کردن هوا و دمیدن هوا کم می شود.

با افزایش درصد اکسیژن در هوای دم دمای ناحیه احتراق بالا می رود لذا برای جلوگیری از مشکلاتی که در بالا ذکر شد و جلوگیری از افزایش خیلی زیاد درجه حرارت در محل لوله های دم، در کوره هایی که با هوای غنی شده با درصد اکسیژن بالا کار می کنند، مقداری بخار آب به هوای دم اضافه می کنند. عملاً افزایش اکسیژن و بخار آب در هوای دم (به مقدار محدود) مقدار کربنی را که به ازای واحد حجم هوا می سوزد، افزایش می دهد در نتیجه سرعت مصرف کک در محل لوله های دم زیاد شده و این مسئله باعث افزایش سرعت نزول بار و همچنین بازده کوره بلند می شود. بعنوان مثال هنگام استفاده از هوای دم با ۲۳/۲ درصد اکسیژن و ۹ درصد بخار آب، سرعت مصرف کربن در ناحیه احتراق به میزان ۳۲ درصد نسبت به حالت استاندارد (۲۱ درصد اکسیژن و بدون رطوبت) افزایش می یابد که ۲۱/۵ درصد از این افزایش به دلیل وجود بخار آب و ۱۰/۵ درصد آن به علت افزایش اکسیژن هوای دم است. در این حالت درصد گازهای احیا کننده در گاز شکم کوره بلند از ۳۴/۷ درصد به ۴۸/۶ درصد افزایش می یابد. افزایش مقدار گازهای احیا کننده برای تأمین سرعت احیاء بار لازم است. در این شرایط سرعت نزول بار یا بازده کوره به میزان ۳۲ درصد افزایش می یابد. لازم به ذکر است که در این حالت مقدار گازهای شکم کوره بلند به میزان ۹ درصد افزایش یافته بنابراین چنانچه در این زمینه محدودیتی باشد، بایستی سرعت دمش را کاهش داده تا مقدار گاز شکم کوره زیاد نشود.

مثال بالا نشان می دهد که افزایش بهینه درصد اکسیژن همراه با مقدار مناسب رطوبت در هوای دم باعث زیاد شدن سرعت سوختن کربن در ناحیه احتراق و در نتیجه افزایش سرعت بازدهی می شود. برای داشتن بازده مناسب با تأثیر حرارتی بیشینه بایستی دمای هوای

دم را در بیشترین مقدار آن که اثر منفی بر روی نزول بار نگذارد، تنظیم نمود. افزایش دمای هوای دم به تجزیه بخار آب کمک کرده، بنابراین افزایش سرعت مصرف کک در پایین کوره و غلیظ شدن گازهای هیدروژن و منواکسیدکربن را در شکم کوره بلند به همراه دارد.

در ابتدای این فصل مهمترین روشهای آگلومراسیون نام برده شد. یک آگلومره مناسب برای کوره بلند بایستی حداقل حاوی ۶۰ درصد آهن باشد، کمترین مقدار مواد نامناسب را داشته باشد و کمترین مقدار ذرات کمتر از ۶ و بزرگتر از ۲۵ میلیمتر را داشته باشد. علاوه بر این یک آگلومره مناسب بایستی مقاومت کافی در مقابل نیروهای وارده هنگام جابجایی و حمل و نقل را داشته باشد، همچنین سایر خواص ذکر شده در ابتدای این فصل را دارا باشد. از میان فرآیندهای مختلف آگلومراسیون چهار نوع آن توسعه بیشتری یافته است، که عبارتند از کلوخه‌سازی، گندله‌سازی، خشته‌سازی (بریکت‌سازی) و گرانوله کردن که محصولات این فرآیندها به ترتیب کلوخه، گندله، خشته (بریکت)<sup>۱</sup> و ندول<sup>۲</sup> نام دارند. شکل (۳-۸) این چهار نوع محصول را نشان می‌دهد. در ادامه مهمترین روشهای آگلومراسیون شرح داده می‌شود.



شکل ۳-۸: چهار نوع مهم آگلومره کانه آهن. خشته‌های (بریکت‌ها) نشان داده شده در تصویر به روش خشته‌سازی گرم تهیه شده‌اند [۳]

### ۳-۷) خشته‌سازی

در خشته‌سازی کانه را همراه یک ماده چسب‌دار یا بدون ماده چسبنده بوسیله پرس کردن بصورت بلوک‌هایی با شکل و اندازه مناسب در می‌آورند و سپس بلوک تولید شده را در مرحله بعد سخت و مستحکم می‌کنند. چسب‌های متنوعی که برای این منظور استفاده شده است عبارتند از قیر، چسب شیشه (سیلیکات سدیم)، فرآورده‌های آلی، سولفات آهن، کلرید منیزیم، آهک و سیمان. خشته‌سازی یک روش قدیمی برای تولید آگلومره می‌باشد. روش‌های گوناگونی برای تولید خشته تاکنون طراحی شده است. روش‌های تولید خشته‌های سرد تاکنون بعنوان یک روش مفید برای تولید آگلومره مورد استفاده در کوره بلند رضایت‌بخش نبوده است. تولید خشته برای استفاده در کوره بلند از سالهای ۱۹۵۰ به بعد روبه کاهش گذاشت و در حدود سالهای ۱۹۶۰ کاملاً متوقف شد [۱۶]. بهرحال، در سالهای اخیر مجدداً به روش‌های خشته‌سازی توجه شده است. شرح کلیه روش‌های خشته‌سازی که تاکنون انجام شده است، کار مشکلی است. اما مهمترین آنها عبارتند از [۱۶]:

#### الف) روش گراندال<sup>۱</sup>

این روش که در سال ۱۸۹۹ در فنلاند تکمیل شد و مورد استفاده قرار گرفت قدیمی‌ترین روش خشته‌سازی می‌باشد و تا سال ۱۹۱۳ بیش از ۳۸ کارخانه در اروپا و آمریکا از آن استفاده کردند [۱۶]. در این روش پودر و نرمه‌های سنگ معدن را با آب مخلوط کرده و با پرس بصورت آجرهایی همانند آجر ساختمانی در می‌آورند و سپس آنها را با عبور دادن از یک کوره تونلی در درجه حرارت ۱۳۵۰ درجه سانتیگراد سخت می‌کنند.

#### ب) خشته‌سازی با سیمان

این روش در آمریکا در سالهای ۱۹۴۰ استفاده شد و کارخانه‌های متعددی با استفاده از این روش روزانه بیش از هزار تن خشته تولید می‌کردند که در آنها ۱ تا ۲ درصد سیمان بکار می‌رفت و با فشار حدود ۳۲۵۰ psi فشرده می‌شدند [۱۶]. این روش با استفاده از درصد‌های مختلف سیمان به عنوان ماده چسبنده در تعداد زیادی از کارخانه‌ها استفاده شده است. گرایش‌هایی بسمت استفاده از سیمان برای آگلومراسیون در سالهای گذشته

ایجاد شده از جمله یک شرکت سوئدی کارخانه‌ای ساخت که در آن کانی‌های آهن را با افزودن ۱/۵ درصد سیمان به گندله تبدیل می‌کرد و گندله تولید شده بدون بکار گرفتن روش‌های حرارتی متداول، در هوا سخت می‌شد و از این راه صرفه‌جویی زیادی در انرژی حرارتی حاصل می‌شد [۱۶].

#### پ) خشته‌سازی با استفاده از کلرید منیزیم

این روش اولین بار در آلمان مورد استفاده قرار گرفت و تا سال ۱۹۴۵ به مدت بیست سال استفاده شد. در این روش غبار کوره بلند و دیگر مواد نرم و آهن‌دار را با ۸ تا ۱۰ درصد نرمه کک و ۳ تا ۵ درصد کلراید منیزیم مخلوط کرده و با یک پرس ۳۵۰ تن، فشرده می‌نمودند. کلرید منیزیم که بعنوان محصول جنبی از صنایع شیمیایی بدست می‌آمد بصورت محلول ۱۳ درصد به مخلوط اضافه می‌شد. مشابه این روش نیز برای مدتی در انگلستان استفاده شد. خشته ساخته شده به این روش پس از ۵ روز خشک شدن در هوا مصرف می‌گردید.

#### ج) خشته‌سازی گرم<sup>۱</sup>

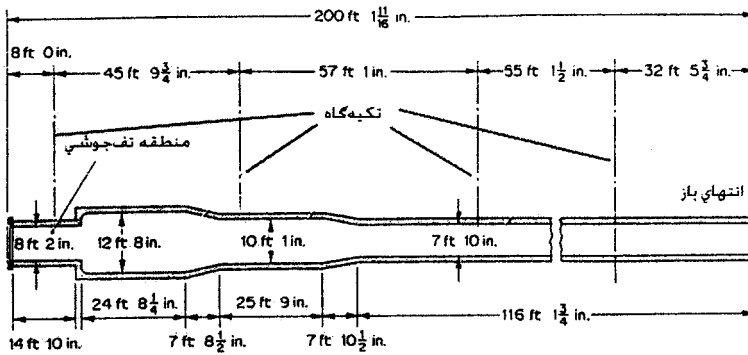
این روش که در بیست سال گذشته مورد توجه بوده و جزء روش‌های نوین خشته‌سازی محسوب می‌شود، عبارتست از پرس کردن پودر و نرمه سنگ معدن در دمای حدود ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد. در آمریکا در مقیاس نیمه‌صنعتی خشته‌هایی به شکل بالش در دمای حدود ۸۰۰ تا ۱۰۵۰ درجه سانتیگراد و زیر غلطک‌هایی با فشار ۵۰ تا ۶۰ تن تولید شده و بسیار موفقیت‌آمیز بوده است. در اروپا و کانادا نیز تا مرحله صنعتی روی این روش کار شده است. نوع دیگر از این روش پرس کردن مواد (پودر اکسید آهن) در شرایط کمی احیاکننده ولی در درجه حرارت پایین‌تر (حداکثر ۸۰۰ درجه سانتیگراد) می‌باشد. در این شرایط ذرات سنگ آهن در قسمت سطح احیاء شده و پیوندهایی از مگنتیت و وستیت ایجاد می‌کنند و لذا بر استحکام خشته می‌افزایند. خشته‌سازی به روش گرم اخیراً مورد استفاده جدیدی پیدا کرده و آن عبارتست از تبدیل بلافاصله گندله‌های احیاء شده (آهن اسفنجی) در روشهای احیاء مستقیم به خشته به منظور جلوگیری از اکسیداسیون مجدد [۸،۳].

### د) خشته‌های پیوند کربناتی

این فرایند در شوروی ابداع شد و برای سخت کردن خشته و گندله در درجه حرارت پایین (۳۰۰ درجه سانتیگراد) مورد استفاده واقع می‌شود. در این روش به پودر کانی مقداری آهک آب دیده و ملاس اضافه می‌کنند و پس از خشته نمودن، در محیط دارای CO<sub>۲</sub> در درجه حرارت حدود ۳۰۰ درجه سانتیگراد خشک و سخت می‌نمایند.

### ۳-۸) کروی کردن

این روش اولین بار در سال ۱۹۱۶ مورد استفاده قرار گرفت و تا سالهای ۱۹۶۰ نیز استفاده می‌شد [۱۶]. در این روش که گاهی بنام کلینگر سازی نامیده می‌شود، پودر مواد معدنی و غبار کوره بلند را با خرده کک یا حدود یک درصد قیر یا ماده سوختی دیگر مخلوط کرده در کوره‌های دواری که تقریباً شبیه کوره‌های سیمان است و چند درجه (۵° یا ۶°) نسبت به افق شیب دارد، تف جوشی می‌کنند. کوره مورد استفاده در این روش در شکل (۳-۹) نشان داده شده است.



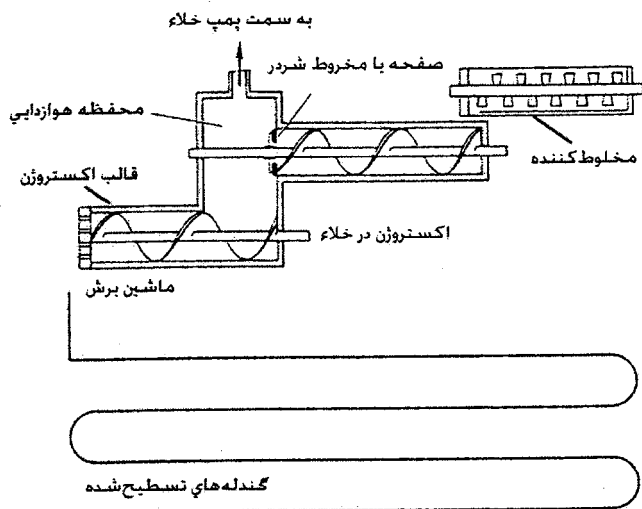
شکل ۳-۹: مقطعی از کوره مورد استفاده در روش گرانوله کردن [۱۶]

کوره با سرعت ۱-۲ دور در دقیقه، دوران می‌کند. یک مشعل که معمولاً با گاز کوره بلند می‌سوزد از سمت تخلیه عمل احتراق کوره را انجام می‌دهد. مواد بوسیله نوار نقاله در سمت دیگر کوره وارد می‌شوند و در جهت مخالف گازهای احتراق حرکت می‌کنند. در

حالی که درجه حرارت شعله در محل احتراق حدود ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد است، گازها با درجه حرارت حدود ۳۰۰ تا ۴۰۰ درجه سانتیگراد کوره را ترک می کنند. بیشترین دمای بار در منطقه تف جوشی حدود ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد است و آگلومره داغ روی محفظه هایی که با آب سرد می شود، می ریزند و از آنجا نیز بوسیله نقاله های خنک شونده منتقل می شوند. می توان هوا و گازهای مورد مصرف در کوره را از روی آگلومره داغ عبور داد و قسمتی از حرارت را بازیابی نمود. با استفاده از این کوره ها می توان روزانه ۶ تا ۷ هزار تن آگلومره تولید کرد (در کوره هایی به طول حدود ۸۰ متر و قطر ۴ متر). آگلومره تولید شده در این روش حالت نیمه پلاستیک دارد و پس از سرد شدن حالت فشرده و سرباره ای دارد و به سختی احیاء می شود. از مشکلات این روش بهم چسبیدن مواد و تشکیل حلقه در قسمت تف جوشی شدن کوره می باشد، که هر چند وقت یکبار بوسیله دستگاههای خردکننده باید این توده های بهم چسبیده را از دیواره کوره جدا کرد.

### ۳-۹) اکستروژن در خلأ

اکستروژن در خلأ سالها در صنایع سرامیک استفاده شده است. در سالهای ۱۹۵۰ کوشش هایی برای استفاده از این روش جهت آگلومره کردن پودر کانی های آهن بعمل آمد و در آمریکا و انگلیس در مقیاس نیمه صنعتی تولیداتی نیز وجود داشت [۱۶]. طرح وسیله مورد استفاده در شکل (۳-۱۰) دیده می شود. در این روش پودر کانی و غبار کوره ها را با آب و چسب مخلوط کرده از میان قالب های استوانه ای شکل عبور داده تا بصورت استوانه های کوچک در آید که پس از خشک شدن می تواند مورد استفاده قرار گیرد.

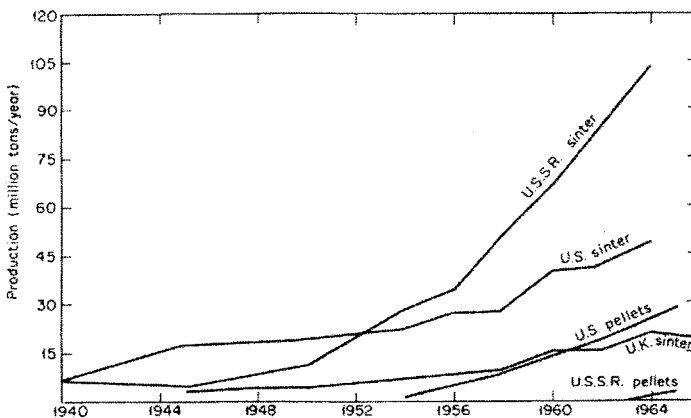


شکل ۳-۱۰: نمایی از روش اکستروژن در خلأ [۱۶]

### ۳-۱۰) روشهای پیشرفته آگلومراسیون

مهمترین روشهای آگلومراسیون در صنعت فولاد، کلوخه‌سازی و گندله‌سازی می‌باشد. هیچکدام از روشهایی که ارائه شد اهمیت صنعتی کلوخه‌سازی و گندله‌سازی را ندارند. تولید کلوخه از آغاز آن یعنی سال ۱۹۱۱ تا جنگ جهانی دوم رشد بسیار آهسته‌ای داشت، بطوریکه در سال ۱۹۴۰ تولید آمریکا و شوروی هر یک حدود ۶ میلیون تن در سال بود [۱۶]. تا سال ۱۹۴۵ اطلاعات تئوری خیلی کمی در مورد اصول روشهای آگلومراسیون در دست بود و طرح و احداث و اجرای کارخانه‌های کلوخه‌سازی براساس تجربیات قرار داشت. در طول ۱۵ سال کوشش‌های زیادی در جهت مطالعه روی اصول تکنولوژی کلوخه‌سازی و تبادل اطلاعات انجام گرفت و با ترتیب دادن سمینارهای بین‌المللی، مثلاً در لندن ۱۹۵۳، در پاریس ۱۹۵۷، در فیلادلفیا ۱۹۶۱ و... اصول علمی کلوخه‌سازی پایه‌گذاری شد [۱۶]. با انجام پروژه‌های تحقیقاتی در دانشگاه‌ها و ایجاد واحدهای نیمه‌صنعتی، اطلاعات و نکات علمی قابل توجهی در این زمینه بدست آمد که می‌توانست اساس طرح و اجرای فرآیندهای کلوخه‌سازی باشد. گندله‌سازی که در سالهای ۱۹۵۰ در آمریکا و در سالهای ۱۹۶۰ در شوروی شروع شد، بلافاصله پس از پیدایش با سرعت بیشتری رشد نمود

[۱۶]. در مورد گندله‌سازی که روش جدیدی در آگلومراسیون بود نیز تحقیقات گسترده‌ای صورت گرفت و با مطرح کردن نکات مختلف این صنعت به عنوان طرح‌های پژوهشی، پایان‌نامه‌های دکتری و پروژه‌های تحقیقاتی در دانشگاه‌ها، تکنولوژی گندله‌سازی نیز بصورت علمی مورد شناسایی قرار گرفت. امروزه طرح و اجرای فرآیندهای کلوخه‌سازی و گندله‌سازی براساس دانش‌هایی است که از موارد تحقیقاتی بدست آمده است. اساس و اصول روشهای پیشرفته آگلومراسیون در ادامه آمده است. رشد تولید گندله و کلوخه در کشورهای آمریکا و شوروی و انگلیس از سال ۱۹۴۰ تا اواخر سالهای ۱۹۷۰ در شکل (۳-۱۱) نشان داده شده.



شکل ۳-۱۱: نمودار تولید گندله و کلوخه در کشورهای مختلف جهان [۲۴، ۱۶]

اهداف زیر باعث توجه به روشهای صنعتی کلوخه‌سازی و گندله‌سازی و در نتیجه رشد و پیشرفت آنها شده است:

۱- بهبود بخشیدن به احیای پذیری و تنظیم ابعاد بار کوره‌ها بدون تلف کردن نرمه و پودر کانیها

۲- مصرف ضایعات خاص که دارای آهن هستند.

۳- کم کردن مواد فراری که در بار کوره بلند موجود است.

۴- مصرف کنستاترته‌های نرم حاصل از کانی‌های کم‌عیار.

۵- فراهم آوردن امکانات تبدیل نرمة‌ها و کنستانتره کانی‌ها در معدن به مواد قابل حمل و نقل و باارزش.

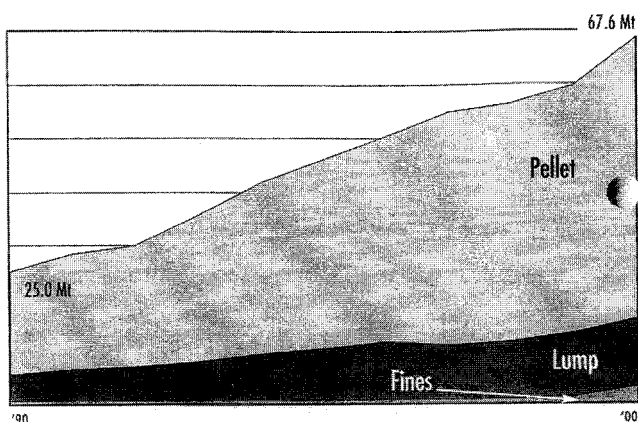
هم کلوخه‌سازی و هم گندله‌سازی قادرند مفاد بند (۱) را تأمین کنند. اگرچه گندله‌سازی از جهت ایجاد بار با ابعاد یکنواخت‌تر چشم‌گیرتر است اما این مزیت از حیث عملکرد در کوره بلند برتری نسبت به کلوخه محسوب نمی‌شود. فرآیند کلوخه‌سازی برای مصرف ضایعات آهن‌دار بیشتر از گندله‌سازی قابل اجراست. حذف مواد فرار موجود در فلاکس‌ها و یا سنگ معدن‌های آبدار در هر دو فرآیند امکان‌پذیر است، اما عملاً این کار در کلوخه‌سازی وقتی که کلوخه خود‌گداز یا سوپرفلاکس تهیه می‌شود انجام می‌گیرد. گندله‌سازی اصولاً برای مصرف کنستانتره آهن و تبدیل آن به محصولی باارزش و قابل حمل و نقل بوجود آمد. اگرچه گندله‌سازی در ابتدا برای مصرف کنستانتره سنگ آهن‌های کم‌عیار بوجود آمده و برای این منظور بکار می‌رفت، اما اخیراً در برخی معادن، سنگ معدن‌های پرعیار را نیز به گندله تبدیل می‌کنند و از این راه بر ارزش آن می‌افزایند. این توجه فوق‌العاده به گندله‌سازی باعث شد که تولید گندله با سرعت خیلی زیاد رشد کند. بعنوان مثال، تولید گندله در دنیا در ظرف کمتر از هفت سال (از سال ۱۹۶۰ تا ۱۹۶۷) در حدود ۷۰۰ درصد رشد کرد [۱۶]. با توجه به شکل (۳-۱۲) که میزان تولید گندله را در محدوده سالهای ۱۹۹۰ تا ۲۰۰۰ را نشان می‌دهد، مشخص می‌شود که میزان تولید گندله روبه افزایش است. البته بایستی توجه کرد که نمودار (۳-۱۲) میزان گندله تولیدی مورد مصرف در صنایع احیاء مستقیم (تولید آهن اسفنجی) را نشان داده است. روشن است که مقداری از گندله تولیدی دنیا در کوره بلند مصرف می‌شود که در نمودار (۳-۱۲) منظور نشده است.

فرآیند کلوخه‌سازی معمولاً در محل کارخانه ذوب آهن تأسیس می‌شود، زیرا اولاً کلوخه دارای مقاومت مکانیکی لازم برای حمل و نقل نیست و هر چه به کوره بلند نزدیکتر باشد بهتر است و ثانیاً قسمتی از مواد خام مثل نرمة کک و مواد آهن‌دار در کوره‌ها در محل کارخانه ذوب آهن ایجاد می‌شود و لذا نزدیکی به محل کارخانه باعث مصرف آنها می‌شود. با توجه به آنچه گفته شد آینده صنایع آگلومراسیون را می‌توان به شرح زیر جمع‌بندی کرد:

۱- به نظر می‌رسد که کلوخه‌سازی همچنان دارای رشد قابل ملاحظه‌ای باشد و در آینده نیز این صنعت در محل کارخانه ذوب آهن بوجود آید. افزایش بسیار زیاد ظرفیت در کوره بلندهای جدید (بیش از ۱۲ هزار تن در روز) لزوم کنترل دقیق بار را از نظر اندازه و استحکام به همراه دارد و لذا باید کلوخه دارای اندازه یکنواخت‌تری باشند. این امر با افزایش مراحل سرند کردن و دانه‌بندی کردن همراه است، که افزایش میزان برگشتی را به دنبال دارد لذا باید ظرفیت‌های جدید کلوخه‌سازی برای مصرف این برگشتی‌ها تأسیس نمود.

۲- گندله‌ها جدا از مصرف در کوره بلند اخیراً مصرف بسیار مهمی پیدا کرده است و آن استفاده از این محصول در فرآیندهای احیاء مستقیم است. می‌توان پیش‌بینی کرد که با پیشرفت این روش از آهن‌سازی ظرفیت‌های جدیدی از گندله‌سازی بوجود خواهد آمد.

۳- خسته‌سازی به روش گرم نیز اخیراً مورد توجه قرار گرفته. این روش از خسته‌سازی بهترین راه برای جلوگیری از اکسیداسیون مجدد آهن اسفنجی می‌باشد. در احیاء مستقیم به روش میدرکس<sup>۱</sup> خسته‌سازی گرم در قسمت پایین کوره انجام می‌گیرد. خسته‌های تولید شده به این طریق گذشته از اینکه در جلوگیری از اکسیداسیون مجدد آهن اسفنجی موفقیت‌آمیز بوده، محصول بسیار خوبی نیز برای فرآیندهای بعدی می‌باشند.



شکل ۳-۱۲: نمودار تولید گندله در دنیا در محدوده سالهای ۱۹۹۰ تا ۲۰۰۰ [۲۴-۲۳، ۱۶]

## ۳-۱۱) روش کلوخه‌سازی

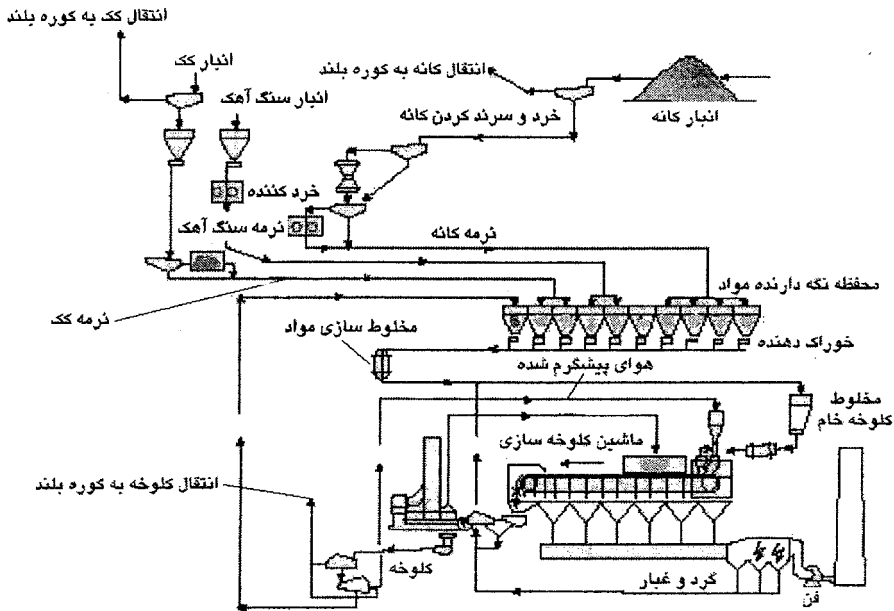
شکل (۳-۱۳) وضعیت عمومی یک کارخانه کلوخه‌سازی را نشان می‌دهد. بطور کلی این فرآیند یا کارخانه را می‌توان به قسمتهای زیر تقسیم کرد:

۱- تهیه و تعیین مقدار مواد خام که شامل کنسانتره‌های آهن و سایر مواد آهن‌دار، کک و مواد گداز آور است.

۲- مخلوط کردن. مواد خام را که با نسبت‌های لازم تهیه شده توسط عبور دادن از یک یا دو استوانه دوار بصورت مرطوب مخلوط می‌نمایند.

۳- بار دادن مواد به دستگاه. در این مرحله هدف پهن کردن مواد اولیه در عرض بستر دستگاه کلوخه‌سازی است، بطوری که حداقل فشرده‌شدن و حداکثر حجم مخصوص و حداقل جدایش ذرات و ناهمگنی بدست آید. وسایل مختلفی برای این منظور بکار می‌رود، مانند تغذیه کننده غلطکی یا استوانه‌ای و تغذیه کننده بشقابی ارتعاشی، که اغلب لایه نازکی از کلوخه آماده را ابتدا در کف بستر به منظور حفاظت شبکه فلزی آن پهن می‌کنند و سپس مواد اولیه را شارژ می‌نمایند. بلافاصله پس از شارژ مواد، سطح بار در اثر گذشتن از زیر یک صفحه، مسطح و یک اندازه می‌شود. ضخامت بار بسته به شرایط ممکن است بین ۳۰ تا ۶۰ سانتیمتر باشد.

۴- مشتعل کردن. در مرحله بعد مخلوط مواد بوسیله چند مشعل گاز سوز یا نفت سوز مشتعل می‌شود. معمولاً مشعل یا سوخت‌پاش‌ها در داخل یک اتاقک پوشیده شده از آجر نسوز قرار دارند که طول معینی از بستر کلوخه‌سازی را در بر می‌گیرد.



شکل ۳-۱۳: نمایی از یک کارخانه کلوخه‌سازی [۳]

۵- عمل کلوخه‌سازی. بستر یا زنجیر حامل مواد اولیه پس از عبور کردن از میان اتاقک احتراق از روی یک سری محفظه‌های مکش هوا عبور می‌نماید و هوا از میان بار مکیده می‌شود، بدینوسیله یک جبهه احتراق درست می‌شود، که بسمت پایین حرکت می‌کند و درجه حرارتی در حدود ۱۵۰۰-۱۲۰۰ درجه سانتیگراد در لایه‌های مربوطه ایجاد شود. قبل از جبهه احتراق آب موجود در بار تبخیر می‌شود و مواد فرار نیز خارج می‌شوند. در منطقه احتراق عمل اتصال و در هم جوش خوردن ذرات انجام می‌گیرد و آگلومره بصورت کیک محکمی بوجود می‌آید. قسمت اعظم حرارت گازهایی که منطقه احتراق را ترک می‌کنند صرف خشک کردن و تبخیر رطوبت، تکلیس کربناتهای موجود در بار و پیش گرم کردن بار در قسمت‌های پایین تر می‌شود. وقتی منطقه احتراق به کف ظرف یا شبکه کلوخه‌سازی رسید، عمل پایان یافته است. کلوخه‌ها از دستگاه خارج شده خرد و سربند می‌شود و اندازه‌های مناسب برای کوره بلند ارسال شده و دانه‌های ریز مجدداً به سیستم کلوخه‌سازی برگشته می‌شود. سیستم تا آنجا که ممکن است در مقابل نشت هوا از

کناره‌های زنجیر حفاظت می‌شود. زنجیر یا بستر با سرعت حدود ۳ متر بر دقیقه حرکت می‌کند و مدت حرکت مواد از اتاق احتراق تا انتهای خط حدود ۱۵ دقیقه می‌باشد. در طول این مدت منطقه احتراق از سطح بار تا کف بار پیش می‌رود و سرعت طوری تنظیم می‌شود که منطقه احتراق درست قبل از انتهای خط و تخلیه به کف بستر برسد. تف‌جوشی کردن کانی‌های غیر آهنی گاهی بطور برعکس انجام می‌شود، به این ترتیب که لایه نازکی از بار را در کف ظرف واکنش محترق می‌کنند. سپس بقیه بار را اضافه کرده و از پایین هوا را به طرف بالا می‌دمند.

۶- آماده کردن کلوخه برای مصرف در کوره بلند (عملیات نهایی بر روی کلوخه). وقتی کلوخه به انتهای خط رسید در اثر برگشت زنجیر بر روی سکوی خردکن سقوط می‌کند و از آنجا به داخل خردکن دندان‌های هدایت می‌شود تا قطعات بزرگ خرد شوند. سپس عمل سرند کردن گرم انجام می‌شود و بستگی به شرایط نرمة‌ها (مثلاً اندازه‌های کمتر از ۹ میلیمتر) جدا شده و بعنوان برگشتی به بونکرهای مربوطه منتقل می‌شود. بخش روی سرند توسط یک سیستم خنک‌کننده سرد می‌شود. خنک‌کننده‌های مختلفی بکار می‌روند ولی روش کار همه بر مبنای دمیدن یا مکیدن هوا از میان کلوخه استوار است. از آنجا که در این مرحله قطعات کلوخه عاری از پودر نرمة و آهن است دارای نفوذپذیری زیاد بوده و انرژی نسبتاً کمی برای سرد کردن لازم است. پس از سرد شدن عملیات سرند کردن و دانه‌بندی انجام می‌شود.

۷- سیستم تخلیه گازهای زائد. مکشی در حدود ۱۲۰ سانتیمتر آب ( $12\text{KN/m}^2$ ) در زیر بستر کلوخه از طریق یک سری محفظه‌ها اعمال می‌شود. گاز و هوای مکیده شده از میان بستر کلوخه دارای درصد بالایی غبار می‌باشد که بخش درشت آن رسوب می‌کند و قسمت نرم آن توسط روشهای مکانیکی یا الکترواستاتیک و یا روش‌های تر حذف می‌شود و قسمت اندکی نیز همواره گازها وارد هوا می‌شود. در ادامه موارد فوق به تفصیل تشریح می‌شود.

### ۳-۱۱-۱) مواد خام مورد مصرف در کلوخه‌سازی و تأثیر آنها

بار کلوخه از مواد متعددی تشکیل شده است که به نسبت‌های مختلف به بار اضافه می‌شوند. مواد اولیه مورد مصرف در کلوخه‌سازی را می‌توان بصورت زیر تقسیم نمود:

- ۱- مواد اولیه آهن دار شامل کانه آهن، پوسته‌های نورد، لجن صنعتی و غبار کوره بلند
  - ۲- سوخت جامد شامل خرده کک، ذغال چوب یا آنتراسیت و...
  - ۳- مواد گداز آور (فلاکس) شامل سنگ آهک، سنگ منگنز و دولومیت
  - ۴- برگشتی‌های کلوخه‌سازی
- هر کدام از این مواد در جهت دستیابی به یک کلوخه با کیفیت مرغوب ایفای نقش می‌کنند. در زیر در مورد خصوصیات، نحوه استفاده و تأثیر هر کدام از مواد مصرفی فوق توضیحاتی داده شده است.

### الف) کانه آهن

سنگ معدن آهن مهمترین ماده تشکیل دهنده کلوخه است. صدها نوع سنگ معدن وجود دارد که در ترکیبات خود آهن دارند ولی فقط تعدادی از آنها ارزش صنعتی و اقتصادی دارند که مهمترین آنها در فصل یک آمده است. کلیه کانی‌های آهن گذشته از اکسید آهن با خود مواد دیگری مانند گوگرد، سیلیس، اکسید منگنز، اکسید آلومینیوم، فسفر و مواد باطله حمل می‌کنند که مواد باطله آن در معدن توسط عملیات غنی کردن حذف می‌شود و بقیه عناصر باید در ضمن استخراج آهن در کوره بلند و کوره‌های فولادسازی حذف شوند. عیار آهن تأثیر زیادی بر روی مصرف کک در واحد کلوخه‌سازی دارد. هرچه قدر عیار سنگ آهن کمتر باشد، مصرف کک در واحد کلوخه‌سازی بیشتر می‌شود، زیرا با کاهش عیار آهن، مواد باطله موجود در سنگ افزایش یافته، در نتیجه به مواد گداز آور بیشتری نیاز است و در نهایت حجم سرباره افزایش می‌یابد. البته افزایش عیار آهن در بار کلوخه محدود می‌باشد و برای برقراری تعادل بین سرباره و مذاب در کوره بلند، عیار سنگ آهن نبایستی از ۶۳ درصد بیشتر شود. سنگ معدن که استخراج شده و به کارگاه آگلومراسیون فرستاده می‌شود، ممکن است یک یا مخلوط چند تا از کانی‌های متداول آهن باشد، نظر به اینکه ایجاد یک آگلومره خوب بستگی مستقیم به نوع سنگ آهن مورد استفاده دارد، لذا آشنایی کامل با مشخصات فیزیکی، مکانیکی و شیمیایی کانی‌های آهن لازم است.

همانطور که در بخشهای گذشته بحث شد، کانی مگنتیت یا سنگ معدن مغناطیسی آهن بالاترین درصد آهن را داراست و جز کانی‌های بسیار مرغوب محسوب می‌شود (سنگ معدن چغارت ایران از این نوع است)، اما نسبت به کانی هماتیت ممکن است

درصد بیشتری از عناصر مضر مثل گوگرد و فسفر داشته باشد. کانه مگنتیت از استحکام مکانیکی بالایی برخوردار است، در نتیجه هنگام خرد کردن ایجاد نرمه زیاد نمی کند، از این جهت می تواند بدون انجام عملیات آگلومراسیون بصورت قلوه سنگ در کوره بلند مورد استفاده قرار گیرد. اما از طرفی، بعلت فشرده بودن و تخلیل کم قابلیت احیاء کمی دارد، لذا ترجیح داده می شود که آنرا آسیاب کرده و سپس کلوخه نمایند. کانی های غنی مگنتیت حدود ۶۰ درصد یا بیشتر آهن دارند و ناخالصی که بطور معمول با آن دیده می شود فسفر است (اکثراً بصورت آپاتیت<sup>۱</sup>).

هماتیت یا سنگ معدن قرمز آهن نسبت به مگنتیت دارای درصد کمتری گوگرد و فسفر می باشد و بعلت برخورداری از استحکام کم در هنگام استخراج گرد و غبار و خرده ریزه های زیادی تولید می کند. هماتیت خالص ۷۰ درصد آهن دارد و بیشتر معادن هماتیت در حال استخراج از نوع غنی هستند که بیشتر از ۶۴ درصد آهن دارند با مقدار کمی ناخالصی که عمدتاً اکسید سیلیسیم و آلومینیوم است. ذخائر بسیار بزرگی از هماتیت فقیر نیز وجود دارد که حدود ۲۰ تا ۴۰ درصد آهن و مقدار زیادی سیلیس همراه دارد. تعدادی از این معادن هم اکنون مورد استفاده قرار می گیرد و سیلیس موجود در کانه را طی عملیاتی حذف و محصولی با ۶۰ تا ۷۰ درصد آهن بدست می آورند. کانه هماتیت ممکن است با خود یک یا چند ملکول آب حمل کند، که از این گروه مهمترین آن لیمونیت است. استفاده از کانی هایی که با خود آب ملکولی دارند در کلوخه سازی باعث اختلالاتی از قبیل افت درجه حرارت می شود، لذا باید قبلاً از وجود این نوع کانه اطلاع داشت.

سنگ آهن پس از استخراج از معدن ممکن است طبق شکل (۳-۱۴) تحت فرآیندهای مختلف قرار گیرد ولی در نهایت به سه گروه تقسیم می شود:

(الف) اندازه های بین ۱۰ تا ۳۰ میلیمتر مستقیماً برای شارژ به کوره بلند فرستاده می شود.

(ب) اندازه های کمتر از ۱۰ میلیمتر به واحد کلوخه سازی فرستاده می شود.

(ج) پودر کانی ها (ذرات بسیار ریز) در صورت بودن امکانات مناسب بصورت گندله

در می آید.

در مورد ابعاد سنگ آهن مورد مصرف در کلوخه سازی زیاد بحث شده است و ابعاد کمتر از ۲۵، ۱۶ و ۱۰ میلیمتر مورد آزمایش و بررسی قرار گرفته است. اگرچه در موقع

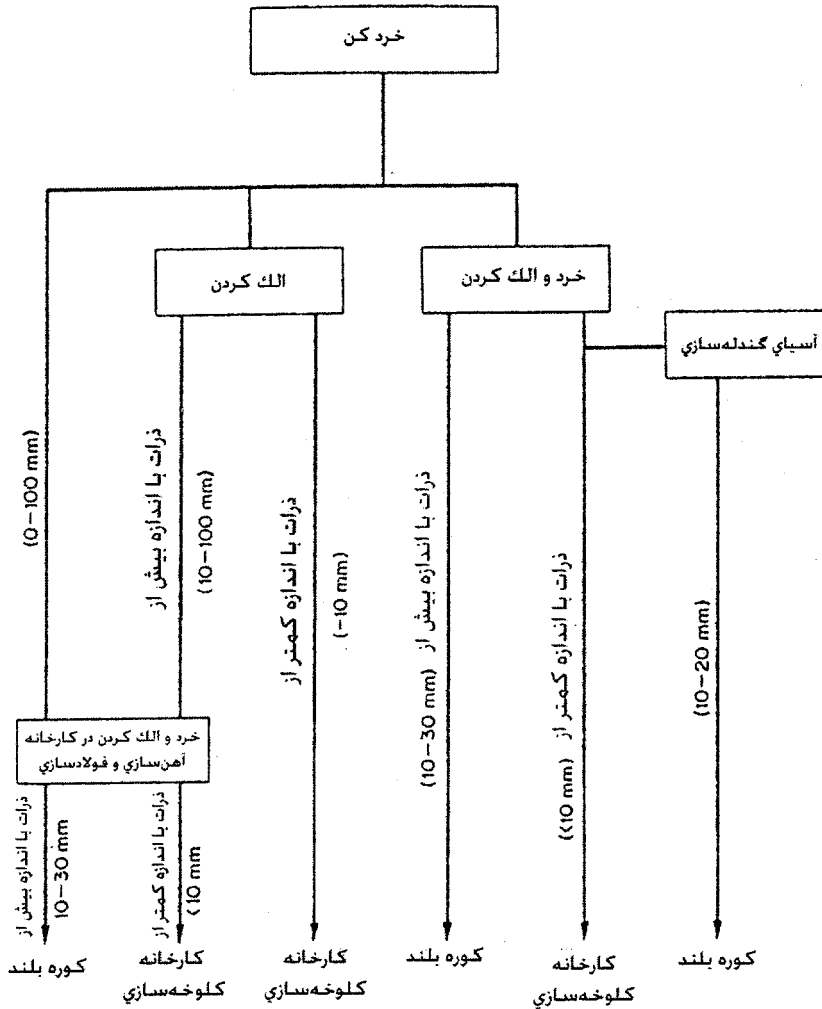
استفاده از سنگ معدن با ابعاد بزرگتر، بازده کلوخه‌سازی بالا می‌رود ولی عملاً کیفیت کلوخه در اثر جوش نخوردن دانه‌های درشت به یکدیگر پایین می‌آید از طرف دیگر ذرات بسیار ریز (دانه‌بندی کمتر ۱۰۰ میکرون) هم برای کلوخه‌سازی مناسب نمی‌باشد زیرا باعث کاهش نفوذپذیری می‌شود. لذا بهترین ابعاد برای کلوخه‌سازی همان اندازه بین صفر تا ۱۰ میلیمتر است که در ادامه در رابطه با تناسب مقدار آن بحث خواهد شد.

سنگ آهن مورد مصرف در ذوب آهن اصفهان از چغارت تأمین می‌شود. این سنگ معدن دارای حدود ۶۴ درصد آهن کل، ۳/۵ درصد اکسید کلسیم، ۶/۷ درصد سیلیس، حدود ۰/۶ درصد گوگرد و در حدود ۰/۰۴ درصد آرسنیک و مقدار متغیر فسفر است که برحسب مقدار فسفر به دو منطقه تقسیم می‌شود [۲]. منطقه بین ۲ تا ۰/۲ درصد فسفر و منطقه کمتر از ۰/۲ درصد فسفر. سنگ معدن چغارت پس از استخراج، آسیاب کردن و تقسیم‌بندی اندازه ذرات، شامل حدود ۵۰ درصد ذرات بین ۱۵ تا ۲۵ میلیمتر بوده و بقیه زیر ۱۵ میلیمتر می‌باشند. ترکیب این سنگ معدن از نوع مگنتیت است.

بطور کلی حمل دو نوع محصول به کارخانه ذوب آهن پیش‌بینی شده، که مقدار آنها برحسب نیاز فرق می‌کند. محصول اول برای استفاده مستقیم در کوره بلند با ابعاد ۱۰ تا ۲۵ میلیمتر و محصول دوم برای مصرف در کلوخه‌سازی با ابعاد بین صفر تا ۱۰ میلیمتر [۲۴، ۲۵].

#### ب) پوسته‌های نورد

هنگام نورد کردن شمش‌های فولاد قسمت سطح آن در تماس با اکسیژن هوا کسیده می‌شود و بصورت پوسته از شمش جدا می‌شود. این پوسته‌ها اکسید آهن هستند و ترکیب شیمیایی آنها در جدول (۳-۷) آمده است، این پوسته‌ها ماده اولیه بسیار خوبی برای آگلومراسیون می‌باشند، زیرا تقریباً فاقد عناصر مضر مثل گوگرد و فسفر هستند.



شکل ۳-۱۴: نمونه‌ای از آرایش سنگ آهن پس از استخراج از معدن [۱۶]

جدول ۳-۷: ترکیب شیمیایی (درصد) نمونه‌ای از پوسته‌های اکسیدی نورد [۲۵،۲۴]

| MgO | CaO | آلومین | سیلیس | Mn   | Fe |
|-----|-----|--------|-------|------|----|
| ۰/۵ | ۰/۲ | ۰/۸    | ۲/۱   | ۰/۱۶ | ۷۰ |

### ج) گرد و غبار کوره بلند

گازهای متصاعد شده از دهانه کوره بلند، بعلاوه فشار زیادی که دارند ذرات ریز و پودری شکل را به خارج حمل می کنند که این ذرات توسط دستگاههای تصفیه کننده و رسوب دهنده متعدد از گاز جدا می شوند. گرد و غبار کوره بلند ذوب آهن ایران دارای ترکیب شیمیایی تقریبی جدول (۳-۸) است.

جدول ۳-۸: ترکیب شیمیایی (درصد) گازهای متصاعد شده از کوره بلند ذوب آهن اصفهان [۲۵،۲۴]

| <i>Fe</i> | سیلیس | آلومین | <i>CaO</i> | <i>MgO</i> | <i>C</i> |
|-----------|-------|--------|------------|------------|----------|
| ۴۹        | ۸     | ۱/۵    | ۹          | ۱/۹        | ۶/۵      |

گاز کوره بلند معمولاً قادر است ذرات ریزتر از ۲ میلیمتر را با خود حمل کند. جدول (۳-۹) نمونه ای از درصد توزیع ذرات موجود در گرد و غبار کوره بلند را برحسب اندازه ذرات نشان می دهد. دانه های درشت بیشتر از سنگ آهک و کک تشکیل شده اند و سنگ آهن در آن کمتر است.

جدول ۳-۹: توزیع درصد اندازه ذرات درون گاز خروجی کوره بلند [۲۵،۲۴]

| ۰-۰/۱۵ <sup>mm</sup> | ۰/۱۵-۰/۵ <sup>mm</sup> | ۰/۵-۱ <sup>mm</sup> | ۱-۲ <sup>mm</sup> | ۲-۳ <sup>mm</sup> |
|----------------------|------------------------|---------------------|-------------------|-------------------|
| ۳۳/۴                 | ۱۱/۴                   | ۴۰/۴                | ۱۰/۵              | ۴/۳               |

### د) لجن صنعتی و سایر مواد آهن دار

مواد آهن داری که از شستشوی دستگاهها و یا غبارگیری مرطوب بدست می آید، لجن صنعتی نامیده می شود و می توان در صنعت کلوخه سازی به عنوان مواد اولیه از آنها استفاده کرد. در کارگاه آگلومراسیون ذوب آهن اصفهان حدود ۰/۰۸ درصد از کل شارژ را این مواد تشکیل می دهند [۲۵]. گاهی اوقات در آگلومراسیون از پیریت (سولفور آهن) حاصل از اضافات صنایع تولید اسیدهای گوگردی استفاده می کنند. این پیریت بصورت گرد بوده و هم رنگ اکسید آهن است و ممکن است حدود ۴۰ یا ۵۰ درصد آهن داشته

باشد. در هنگام استفاده از پیریت در آگلومراسیون باید حرارت حاصل از سوخت گوگرد را در نظر داشت و با توجه به آن درصد کک را تنظیم نمود. مواد گدازآور استفاده شده در کلوخه سازی بصورت زیر است:

### ه) سنگ منگنز

منگنز در سنگ معدن بصورت اکسید وجود دارد، با درجات اکسیداسیون مختلف مانند  $MnO$  و  $MnO_2$  و  $Mn_2O_3$ . مواد موجود در سنگ معدن منگنز بیشتر  $SiO_2$  و  $Fe_2O_3$  هستند و تا میزان یک درصد ممکن است اکسید فسفر داشته باشد. مهمترین عملکرد منگنز کمک به حذف گوگرد از مذاب کوره بلند می باشد (در این رابطه در فصل ۵ بحث شده است). در مواقعی که بنا به علل مختلف نمی توان بازیسته کوره بلند را افزایش داد، از منگنز استفاده می شود. اضافه کردن سنگ منگنز به بار کلوخه موجب توزیع بهتر مواد در کلوخه و تماس نزدیکتر مواد باطله (گانگ) با مواد گدازآور می شود، که این امر باعث تسهیل در تشکیل ترکیبات سرباره ای می شود. سنگ معدن منگنز مورد مصرف ذوب آهن حدود ۲۵ درصد منگنز و ۱۶ درصد سیلیس دارد و مواد دیگر آن  $CaO$ ،  $MgO$ ،  $Al_2O_3$  و  $Fe_2O_3$  می باشند. از این سنگ معدن در حدود ۴۰ کیلوگرم به ازاء یک تن کلوخه و با ابعاد صفر تا ۱۰ میلیمتر استفاده می شود [۲۵].

### و) سنگ آهک و مواد کمک ذوب

ماده اصلی تشکیل دهنده سنگ آهک کربنات کلسیم است. گذشته از سنگ آهک های دولومیت دار که حدود ۷ درصد اکسید منیزیم دارند، ناخالصی های عمده سنگ آهک عبارتند از اکسید آهن و آلومینیم مجموعاً ۲ تا ۳ درصد، سیلیس ۲ تا ۳ درصد و گاهی تا حدود ۰/۱ درصد فسفر. سنگ آهک معمولاً ۵۰ تا ۵۶ درصد  $CaO$  دارد. سنگ آهک بیشتر در آگلومره های خودگداز مصرف می شود. در رابطه با استفاده از سنگ آهک در بار کلوخه موارد زیر را بایستی در نظر گرفت:

- ۱- سنگ آهک به عنوان کمک ذوب مورد نیاز کوره بلند است، که می بایست به میزان ۸ درصد در بار کوره بلند وجود داشته باشد، تا بازیسته ای در حدود ۱/۴ در سرباره ایجاد کند.

۲- مصرف سنگ آهک در بار کلوخه باعث می‌شود که آهک با دانه‌بندی کوچک‌تر و بطور پراکنده و همگن به کوره بلند شارژ شود لذا اکتیویته بیشتری داشته باشد.

۳- واکنش تجزیه سنگ آهک گرماگیر بوده و بهتر است در خارج کوره بلند انجام شود.

۴- چنانچه سنگ آهک مستقیماً در کوره بلند مصرف شود  $CO_2$  حاصل از تجزیه آن باعث افزایش حجم گازهای خروجی از کوره شده و بازده حرارتی را پایین می‌آورد.

۵- ایجاد مقدار زیادی  $CO_2$  در حالت بالا باعث کاهش بازده شیمیایی در کوره بلند می‌شود و لذا باعث افزایش مصرف کک می‌گردد.

۶- وجود سنگ آهک در کلوخه باعث بهتر شدن خاصیت احیاء‌شوندگی کلوخه می‌شود.

کلوخه کردن سنگ آهن بدون حضور آهک باعث می‌شود، ترکیبی از آهن و سیلیس براساس واکنش (۳-۲۱) بنام فایالیت ایجاد شود که احیاءپذیری بسیار کمی دارد:



مقدار فایالیت بوجود آمده گذشته از آهک بستگی به مقدار کک موجود در بار دارد. فایالیت ماده اصلی بهم چسباننده ذرات کلوخه است و به عبارت دیگر به عنوان یک فاز شیشه‌ای بسترها یا پلهای اتصال ذرات را تشکیل می‌دهد.

اگرچه در کلوخه‌سازی بدون مصرف آهک مخصوصاً اگر درصد سوخت جامد بالا باشد کلوخه تولید شده دارای استحکام بسیار خوبی است اما خاصیت احیاء‌شوندگی آن در کوره بلند بسیار کم است. آهک موجود در بار کلوخه باعث می‌شود که فایالیت و دیگر سیلیکاتهای آهن کمتر تولید شود. در عمل  $CaO$  با هماتیت، سیلیس و آلومین ( $Al_2O_3$ ) ترکیب شده و ایجاد سیلیکات و فریت کلسیم می‌کند. توضیح بیشتر در بخشهای بعد آمده است.

تجزیه سنگ آهک در هنگام کلوخه‌سازی در دمای حدود ۸۰۰ تا ۹۰۰ درجه سانتیگراد انجام می‌شود که همراه با متصاعد شدن گاز  $CO_2$  باعث تخلخل بیشتر کلوخه می‌شود. تجربه نشان داده است که بهتر است حدود ۱۵ درصد از کل آهک مورد مصرف در کلوخه‌سازی را بصورت آهک پخته ( $CaO$ ) مصرف نمود. این عمل باعث بالا رفتن

بازده تولید می‌شود [۲۴]. مقدار کل سنگ آهک مورد مصرف در کلوخه‌سازی بستگی به نوع سنگ معدن و آنالیز دیگر مواد دارد و معمولاً به میزانی مصرف می‌شود که بازیسیته حدود ۱/۵ ایجاد نمایند. در کارگاه آگلومراسیون ذوب آهن اصفهان حدود ۱۲۳ کیلوگرم سنگ آهک و ۸ کیلوگرم آهک تکلیس شده برای هر تن کلوخه مصرف می‌شود [۲۵].

دانه‌بندی سنگ آهک مورد مصرف در آگلومراسیون از اهمیت زیادی برخوردار است. دانه‌بندی برحسب شرایط، باید در حدود صفر تا ۳ میلیمتر باشد. استفاده از ذرات سنگ آهک کمتر از ۰/۵ میلیمتر منجر به کاهش نفوذپذیری بار دستگاه کلوخه‌سازی می‌شود. بکار بردن سنگ آهک با دانه‌های درشت‌تر باعث می‌شود، که کلوخه تولید شده تمایل زیادی به تجزیه، ترک برداشتن و از هم پاشیدن (در هنگام انبار کردن) داشته باشد، همچنین بکار بردن سنگ آهک با دانه‌بندی درشت‌تر از ۳ میلیمتر باعث می‌شود که آهک حاصل از تکلیس با سایر اجزاء کلوخه بطور کامل وارد فعل و انفعال نشده و قسمتی از آن بصورت آهک آزاد در کلوخه باقی بماند. این قسمت از آهک در هنگام انبار کردن با رطوبت هوا یا بخار آب ترکیب می‌شود، که با افزایش حجم قابل ملاحظه‌ای همراه است و باعث ترک برداشتن و از هم پاشیدن کلوخه می‌شود. اصولاً انبار کردن و نگهداری زیاد کلوخه خوب نیست. در مورد کلوخه‌هایی که با درجه بازی زیاد و سوخت کم تولید می‌شوند ترکیبی بنام سیلیکات دی‌کلسیم بتا<sup>۱</sup> ( $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ ) تشکیل می‌شود، که در هنگام سرد کردن یا نگهداری در انبار توسط دگرگونی آلوتروپیک<sup>۲</sup> به بلورهای آلفا تبدیل می‌شود. این دگرگونی، همراه با ۱۰ درصد افزایش حجم است در نتیجه منجر به ترک خوردن کلوخه می‌شود. افزودن مقداری دولومیت به شارژ کلوخه باعث کم شدن مقدار سیلیکات دی‌کلسیم شده و استحکام کلوخه را افزایش می‌دهد [۷،۲].

از آهک زنده هم در بار کلوخه‌سازی استفاده می‌شود. وجود مقداری آهک زنده در بار باعث شده بخار آب مایع شده در لایه‌های زیرین بستر، جذب آهک زنده شده و از گل شدن بار و کاهش نفوذپذیری آن جلوگیری شود همچنین وجود آهک زنده در بار کلوخه‌سازی تشکیل لایه آب را در روی سطح بلورهای مگنتیت آسان می‌کند و به این ترتیب باعث بهبود گرانبه شدن مواد می‌گردد. لذا افزودن ۲۰-۱۵ درصد از سنگ آهک

1-  $\beta$ -Silicate di calcium  
2- Allotropic

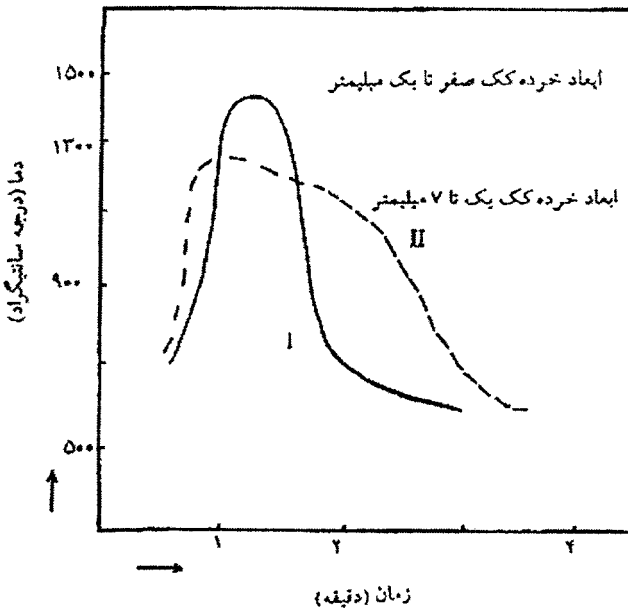
بصورت آهک زنده، بر روی عملکرد کلوخه‌سازی اثر مثبت دارد. اما افزایش بیش از حد آهک زنده موجب کاهش تخلخل و در نتیجه احیای پذیری آن می‌شود.

### ز) سوخت جامد

دو نوع سوخت در کلوخه‌سازی مصرف می‌شود، یکی سوخت جامد که با شارژ مخلوط می‌شود و معمولاً خرده کک یا ذغال می‌باشد و دیگر سوخت مشعل‌های احتراق که گاز کوره بلند، گاز کک‌سازی یا سوخت مایع می‌تواند باشد. به عنوان سوخت جامد می‌توان از ذغال‌سنگهایی که کک‌شو نیستند استفاده کرد ولی معمولاً از خرده‌ریزه‌های کک که در ضمن آماده کردن کک کوره بلند ایجاد می‌شود و قابل استفاده در کوره بلند نیست استفاده می‌کنند. این نوع کک را به اندازه‌های بین صفر تا ۳ میلیمتر دانه‌بندی می‌کنند (حداقل ۹۰ درصد خرده کک بکار رفته بایستی ابعاد کمتر از ۳ میلیمتر را داشته باشد) و سپس به مقدار حدود ۷-۵ درصد با شارژ کلوخه‌سازی مخلوط می‌کنند. ابعاد درشت‌تر کک باعث ناهمگنی بار و غیریکنواختی توزیع کک در بار می‌شود در نتیجه در نزدیکی دانه‌های درشت دما بالاتر رفته و ممکن است باعث ذوب بار و کاهش نفوذ پذیری آن گردد. ابعاد خرده کک در ایجاد دمای حداکثر مؤثر است. هرچقدر خرده کک استفاده شده ریزتر باشد، احتراق سریعتر صورت گرفته در نتیجه ضخامت لایه کلوخه تشکیل شده کمتر شده و دمای حاصل بالاتر می‌رود همچنین کلوخه مدت زمان کمتری در دماهای بالا قرار دارد. در صورت کوتاه بودن زمان توقف بار در دمای بالا، در اثر سریع سرد شدن فاز مذاب پیوندهای تشکیل شده شکننده بوده و استحکام کلوخه کاهش می‌یابد اگر زمان توقف بار زیاد باشد، مقاومت کلوخه تولیدی بیش از حد لزوم شده و خاصیت احیای پذیری کاهش می‌یابد. بنابراین ابعاد خرده کک استفاده شده تأثیر بسزایی بر روی خواص کلوخه تولیدی دارد. شکل (۳-۱۵) نشان می‌دهد که استفاده از کک با ابعاد صفر تا یک میلیمتر باعث می‌شود دما به ۱۴۰۰ درجه سانتیگراد و بالاتر برسد و زمان توقف بار کسری از دقیقه است. در حالیکه در مورد ابعاد درشت‌تر، دما به ۱۲۵۰ تا ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد رسیده و زمان توقف بار ۲ تا ۳ دقیقه است. قسمتی از کک مورد مصرف در کوره بلند کارخانه ذوب آهن اصفهان از معادن ذغال سنگ کرمان که در کارخانه ذوب آهن تبدیل به کک می‌شود تأمین می‌گردد. کک تولید شده دانه‌بندی می‌شود و دانه‌های ۲۵ تا ۸۰ میلیمتر جهت مصرف در کوره بلند برده می‌شود و ابعاد کمتر از ۲۵

میلیمتر را به کارگاه آگلومراسیون می فرستند. مقدار مصرف کک در محدوده ۵-۷ درصد و یا گاهی ۸ درصد متغیر است و این مقدار بستگی به عوامل زیر دارد:

- ۱- مقدار رطوبت بار
  - ۲- مقدار سنگ آهک و دیگر کربناتها
  - ۳- مکانیزم مورد استفاده در کلوخه سازی (وجود یا عدم وجود سیستم های پیش گرم کردن بار یا هوای گرم)
- در عمل با توجه به عوامل فوق و انجام آزمایشهای مختلف بر روی مواد اولیه درصد بهینه کک را تعیین می کنند. مقدار کک مصرف شده بر روی خصوصیات مختلفی مانند تولید ویژه  $(\text{Kg}/\text{m}^2/\text{h})$ ، استحکام کلوخه، احیاءپذیری کلوخه و مقدار کلوخه برگشتی تأثیر می گذارد.



شکل ۳-۱۵: اثر ابعاد خورده کک بر دمای حداکثر [۲۷،۲۶]

### ح) مواد برگشتی کلوخه‌سازی

در قسمتهای بعد مشاهده خواهد شد که محصول کلوخه پس از خروج از دستگاه تماماً مورد قبول کوره بلند نیست، زیرا پس از مرحله خنک کردن به دلایل مختلف مقداری نرمه ایجاد می‌شود که درصد آن بستگی به شرایط عملکرد فرآیند دارد. مواد برگشتی که به این ترتیب ایجاد می‌شود به دو بخش تقسیم می‌گردد. دانه‌های درشت مثلاً ۸ تا ۱۲ میلیمتر را به عنوان بستر قبل از شارژ اصلی بر روی شبکه کلوخه‌سازی شارژ می‌کنند. این لایه که ضخامت کمی دارد به عنوان حفاظت از شبکه در مقابل حرارت بکار می‌رود و نقش صافی را نیز بازی می‌کند. بخش دیگر از مواد برگشتی که ابعاد کمتر از ۸ میلیمتر دارند به بونکرهای مواد خام مجدداً به دستگاه شارژ می‌شود. افزایش مواد برگشتی به مواد خام کلوخه‌سازی دارای چند اثر مثبت است:

۱- چنانچه این مواد برگشتی یا مواد در گردش بصورت گرم همراه با مواد خام مصرف شود از مشکل شبنم‌زدن (مسئله شبنم‌زدن در بخش‌های بعد بررسی می‌شود) جلوگیری می‌کند.

۲- مواد برگشتی بعلت حالت فیزیکی و یکنواخت بودن اندازه، نفوذپذیری کیک کلوخه را به مقدار زیادی افزایش می‌دهد و لذا جریان هوا و گاز راحت‌تر از میان قشر مواد کلوخه عبور می‌نماید.

۳- به علت افزایش نفوذپذیری بازده تولید بالا می‌رود.

۴- افزایش مواد برگشتی به بار کلوخه باعث بهبود رژیم حرارتی در موقع کلوخه‌سازی می‌شود. این موضوع به دلایل زیر بستگی دارد:

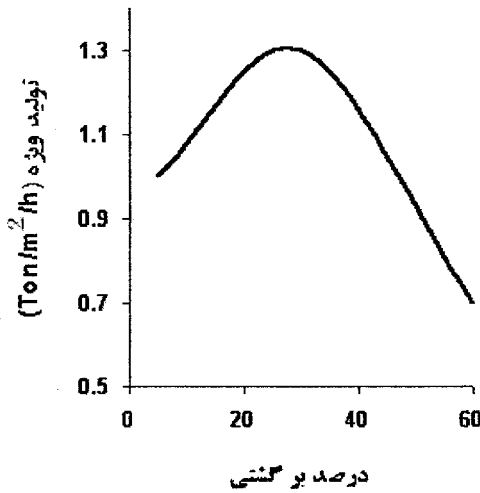
الف) برگشتی‌ها دارای مواد گرماگیر مثل کربنات‌ها نیستند.

ب) مواد برگشتی چون قبلاً تحت عملیات کلوخه‌سازی قرار گرفته‌اند واکنش‌های شیمیایی قابل توجهی در آنها بوجود نمی‌آید.

ج) مواد برگشتی با خود مقدار کمی کربن ۱-۰/۵ درصد حمل می‌کنند.

با توجه به مطالب بالا می‌توان نتیجه گرفت که مواد برگشتی دو اثر مهم در کلوخه‌سازی دارند یک اثر مثبت و یک اثر منفی. لذا باید مقدار این مواد طوری انتخاب شود که نتیجه بهینه حاصل شود. اثر اول که با افزودن درصد مواد برگشتی نفوذپذیری کلوخه نیز افزایش یافته و لذا بازده تولید یا تولید ویژه افزایش می‌یابد. اثر منفی این است

هرچقدر مواد برگشتی بیشتر داشته باشیم مقدار مواد مرغوب کمتر شده و لذا تولید مفید سیستم کلوخه‌سازی کاهش می‌یابد. در هر کارخانه می‌توان با توجه به شرایط موجود با انجام آزمایش‌هایی منحنی‌هایی مانند شکل (۳-۱۶) رسم کرد و از روی آن بهترین درصد مواد برگشتی را تعیین نمود.



شکل ۳-۱۶: تأثیر درصد مواد برگشتی در شارژ روی بازده تولید [۲۴]

#### د) آلومین و سیلیس

در سنگهای معدنی پرعیار (عیار آهن بالاتر از ۶۰ درصد) مقدار مواد باطله کافی برای تشکیل سرباره وجود ندارد. کمبود سیلیس برای ترکیب با آهن باعث می‌شود که فاز مذاب لازم برای پیوند دانه‌ها به یکدیگر کافی نباشد و یا آنکه ترکیب سیلیکات حاصل نقطه ذوب بالایی داشته باشد و در جریان کلوخه‌سازی ذوب یا خمیری نشده در نتیجه پیوند ذرات به خوبی صورت نمی‌گیرد و مقاومت مکانیکی کلوخه کاهش می‌یابد. از طرف دیگر میزان سیلیس موجود در بار تعیین‌کننده مقدار سرباره است و وجود سرباره به مقدار ۲۰۰-۳۰۰ کیلوگرم به ازای هر تن چدن اجتناب‌ناپذیر است. از این رو کنترل مقدار سیلیس بار کلوخه‌سازی اهمیت زیادی دارد.

وجود مقداری اکسید آلومینیم در سرباره (۶-۴ درصد) باعث افزایش سیالیت سرباره می‌شود. از این رو بایستی مقداری از آن در بار کلوخه‌سازی وجود داشته باشد که این مقدار لازم معمولاً به همراه سنگ آهن وجود دارد. اگر مقدار آلومین از ۷-۶ درصد در سرباره تجاوز کند، اثرات نامطلوبی دارد که برای کنترل آن اجازه افزایش بیش از ۲ درصد آن را در بار ورودی به نمی‌دهند. لذا مقدار اکسید آلومینیم در کلوخه بایستی کمتر از ۲ درصد باشد.

### ت) اکسید منیزیم

اکسید منیزیم همراه با دولومیت وارد بار کلوخه‌سازی می‌شود و این اکسید جانشین بخشی از سنگ آهک مصرفی می‌گردد. وجود ۳ تا ۴ درصد اکسید منیزیم باعث افزایش سیالیت سرباره می‌گردد. همچنین موجب کاهش دمای ذوب فازهای مذاب در جریان کلوخه‌سازی می‌شود. از طرف دیگر منیزیم از تشکیل سیلیکات دی‌کلسیم جلوگیری می‌کند. با افزودن دولومیت مقداری سیلیکات منیزیم تشکیل می‌شود که این ترکیب در مجاورت سیلیکات کلسیم، سیلیکاتهای مضاعف کلسیم و منیزیم را تولید می‌کند که دارای خواص مضر سیلیکات دی‌کلسیم نمی‌باشد و در نتیجه موجب افزایش استحکام و مقاومت مکانیکی کلوخه تولیدی می‌گردد. همچنین اکسید منیزیم وزن مولکولی کمتری نسبت به اکسید کلسیم دارد. لذا وزن مواد گدازآور لازم برای تعیین شاخص (اندیس) بازی یکسان کمتر خواهد بود و به این ترتیب در مصرف کک کوره بلند صرفه‌جویی می‌شود. از دیگر خواص مفید اکسید منیزیم، خاصیت بازی بیشتر آن نسبت به اکسید کلسیم است که موجب فعالتر شدن نقش آن در تصفیه چدن (بخصوص گوگردزایی) می‌شود.

### ی) اثر آب در کلوخه‌سازی

آب از بهترین افزودنی‌ها است که اثر زیادی بر روی کیفیت و ظرفیت تولید دارد. وجود رطوبت مانع از ایجاد گرد و غبار شده و از طرفی باعث همگن شدن بار و افزایش نفوذپذیری می‌گردد. اگر آب به میزان کافی در مخلوط استفاده شود، فیلم تشکیل شده در اطراف ذرات کامل شده و پیوندهای هیدرولیکی بخوبی برقرار می‌گردد در نتیجه بعد از پخت، پیوند ذرات یکنواخت‌تر و مقاومت مکانیکی کلوخه بهبود می‌یابد. مقدار آب افزوده شده تابع نوع کانی سنگ آهن، ترکیب مواد باطله، املاح موجود در آب، شکل

ظاهری ذرات و تخلخل آنها است. در عمل حدود ۸۵-۸۰ درصد آب برای حداکثر نفوذپذیری استفاده می‌شود.

### ۳-۱۱-۲) آماده کردن اجزاء بار کلوخه و شارژ به دستگاه

بطور کلی فرآیند کلوخه‌سازی را می‌توان به سه بخش تقسیم کرد. بخش اول از انبار مواد خام شروع شده و با شارژ بار به ماشین کلوخه‌سازی خاتمه می‌یابد. مرحله دوم کلوخه کردن بار و کنترل ماشین کلوخه‌سازی است و بخش سوم شامل مراحل خنک کردن، سرند کردن، دانه‌بندی و انتقال کلوخه به مراکز مصرف است. بخش اول که در اینجا بررسی می‌شود شامل مراحل دریافت مواد خام، انبار کردن، آسیاب کردن، دانه‌بندی کردن، وزن کردن، مخلوط و متعادل کردن، رطوبت‌زدن و شارژ به دستگاه است. این بخش با وجود اینکه ساده می‌نماید، گذشته از تعیین مشخصات نهایی فرآیند، هزینه زیاد، ماشین‌آلات و تکنولوژی زیادی را بخود اختصاص داده است. مهمترین مسئله‌ای که در این بخش از کار وجود دارد یکنواخت بودن شارژ تهیه شده از نظر ترکیب شیمیایی و کنترل دقیق درصد مواد مختلف و رطوبت است. اولین قدم در راه تهیه شارژ یکنواخت دقت در دریافت مواد معدنی با ترکیبی همگن است. برای تعیین درجه یکنواختی مواد اولیه در معدن و نیز در انبار مواد خام روی نمونه‌های مختلف چندین بار آزمایش انجام می‌دهند و ترکیب متوسط بار را از رابطه (۲۲-۳) محاسبه می‌کنند [۲۴]:

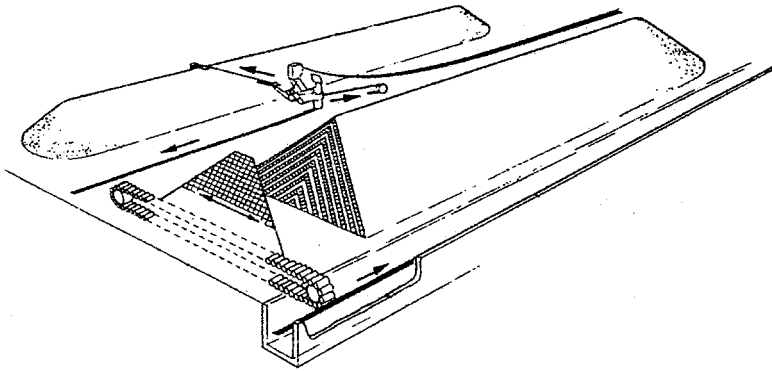
$$\bar{a} = \frac{\sum_{i=1}^n a_i}{n} \quad (22-3)$$

در رابطه (۲۲-۳)،  $\bar{a}$  ترکیب متوسط بار و  $n$  تعداد آزمایش می‌باشد. با داشتن ترکیب متوسط بار می‌توان میزان انحراف از حد متوسط بار را توسط رابطه (۲۳-۳) تعیین کرد [۲۴]:

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (a_i - \bar{a})^2}{n-1}} \quad (23-3)$$

منحنی‌هایی نیز ممکن است همراه محموله‌های مختلف سنگ معدن باشد (منحنی گوس) که چگونگی یکنواختی ترکیبات سنگ را نشان می‌دهد.

مرحله دوم شرایط انبار کردن یا دپو کردن مواد خام است. بطوریکه مجموعه‌ای یکنواخت ایجاد کند. از آنجا که ترکیب شیمیایی مواد معدنی ارسالی بسیار متغیر است استفاده از سیستم‌های همگن‌کننده بنام دستگاه کپه‌کن برای انبار کردن مواد خام ضروری است. در این سیستم مواد معدنی بصورت توده‌های منشوری و لایه لایه رویهم انباشته می‌شوند و لذا در موقع مصرف کاملاً با هم مخلوط می‌گردند و هر چه تعداد لایه‌ها بیشتر باشد یکنواختی بیشتر خواهد بود. شکل (۳-۱۷) طرح انبار کردن مواد به روش کپه کردن را نشان می‌دهد. همیشه دو منشور وجود دارد که یکی در حال انبار کردن و دیگری در حال مصرف است. در ذوب آهن اصفهان سنگ معدن مخصوص آگلومراسیون را با اندازه دانه‌های ۱۰-۰ میلی‌متر در توده‌های ۵۶۰۰۰ تنی یا بیشتر انبار می‌کنند. کک نیز در توده‌های ۳ تا ۴ هزار تنی و سنگ آهک در توده‌های ۴۵ هزار تنی انبار می‌شود [۲۵]. سنگ آهن، آهک، کک و دیگر مواد از انبار مواد خام توسط نوار نقاله (پس از عملیات سردی یا دانه‌بندی لازم) به بونکرهای مواد خام حمل می‌شود. از این بونکرها مواد مختلف طبق برنامه پیش‌بینی شده توزین شده و با دبی وزنی مشخص بر روی نوار نقاله تخلیه می‌شود. در اتاق کنترل وزن مواد مختلف که هر ساعت از بونکرها خارج می‌شود بطور اتوماتیک بصورت منحنی ثبت می‌شود و در هر لحظه می‌توان دبی خروجی مواد را مشاهده نمود و اصلاحات لازم را انجام داد. مواد مختلف توسط نوار نقاله به مخلوط‌کننده‌های شماره ۱ و ۲ برده می‌شوند و در آنجا ضمن مخلوط شدن رطوبت لازم نیز اضافه می‌شود. معمولاً قسمتی از رطوبت در مخلوط‌کننده دوم تنظیم می‌گردد. مخلوط‌کننده‌ها علاوه بر مخلوط کردن مواد و همگن کردن رطوبت یک وظیفه دیگر نیز دارند و آن تبدیل ذرات خیلی ریز بار به گندله‌های کوچک (میکروگندله)<sup>۱</sup> است.



شکل ۳-۱۷: طرح انبار کردن مواد به روش بسترسازی (کپه کردن) [۱۶]

همانطور که گفته شد وظیفه اصلی مخلوط کننده‌ها مخلوط کردن و یکنواخت کردن مواد است. کیفیت مخلوط شدن مواد را با ضریبی بنام ضریب همگنی بیان می‌کنند. این ضریب به این صورت تعیین می‌شود که یک نمونه از مواد مخلوط شده را آزمایش می‌کنند و درصد اجزاء تشکیل دهنده آنرا تعیین می‌کنند و توسط رابطه (۳-۲۴) ضریب همگنی محاسبه می‌شود [۲۴]:

$$K = \frac{\bar{a}}{a} = \frac{\text{درصد متوسط}}{\text{درصد در نمونه}} \quad (۳-۲۴)$$

هرچقدر مواد بهتر مخلوط شده و همگنی بهتری داشته باشند، ضریب فوق به عدد یک نزدیک تر است. هرچقدر مقدار ضریب همگنی از یک دورتر شود نشان دهنده کمبود یا اضافه بودن ماده مورد نظر در قسمت نمونه برداری است. به همین ترتیب می‌توان درصد همگنی یا ضریب مفید مخلوط کردن را با چندین مرتبه نمونه برداری و تعیین میانگین درصد هر عنصر در نمونه‌ها و سپس تعیین ضریب همگنی هر نمونه براساس رابطه (۳-۲۵) محاسبه کرد [۲۴]:

$$\bar{a} = \frac{a_1 + a_2 \dots + a_n}{n} = \sum_a^n \frac{a_i}{n} \quad (25-3)$$

$\bar{a}$  = درصد متوسط عنصر مورد نظر

$a_i$  = درصد عنصر مورد نظر در نمونه  $i$

$n$  = تعداد نمونه

رابطه (۳-۲۶) روش محاسبه ضریب همگنی را برای نمونه‌های یک  $n$  تا نشان می‌دهد.

$$K_1 = \frac{\bar{a}}{a_1}, \quad K_r = \frac{\bar{a}}{a_r}, \quad K_n = \frac{\bar{a}}{a_n} \quad (26-3)$$

پس از تعیین ضرایب همگنی کلیه نمونه‌ها، کوچکترین و بزرگترین ضرایب را مشخص می‌کنند و از تقسیم آنها درصد همگنی طبق رابطه (۳-۲۷) بدست می‌آید [۲۴]:

$$\lambda = \frac{k_{\min}}{k_{\max}} \times 100 \quad (27-3)$$

بعنوان مثال چنانچه این ضریب برای کربن موجود در بار ۸۰ درصد بدست آید بدان معنی است که عملیات مخلوط کردن در مورد کربن ۸۰٪ موفقیت آمیز بوده است. برای بررسی نحوه عمل مخلوط کن‌ها می‌توان ضریب فوق را قبل و بعد از داخل شدن به مخلوط کننده اندازه گیری نمود و از مقایسه اعداد بدست آمده مشخص کرد که تا چه حد عمل مخلوط کننده فوق موفقیت آمیز بوده است و یا بازده آن چقدر بوده است. به عنوان مثال در یک سیستم که با دو مخلوط کننده کار می‌کند نتایج جدول (۳-۱۰) بدست آمده است. نتایج جدول نشان می‌دهد که اولاً استفاده از دو مخلوط کننده تا چه حد بازده را بالا می‌برد و ثانیاً حرکت مواد روی نوار در فاصله مخلوط کننده اول و دوم باعث شده است که عناصر در اثر اختلاف اندازه و وزنشان به میزان کم از هم جدا شوند.

جدول ۳-۱۰: مقایسه ضریب همگنی و درصد همگنی برای یک سیستم که با دو مخلوط کننده کار می کند [۲۴]

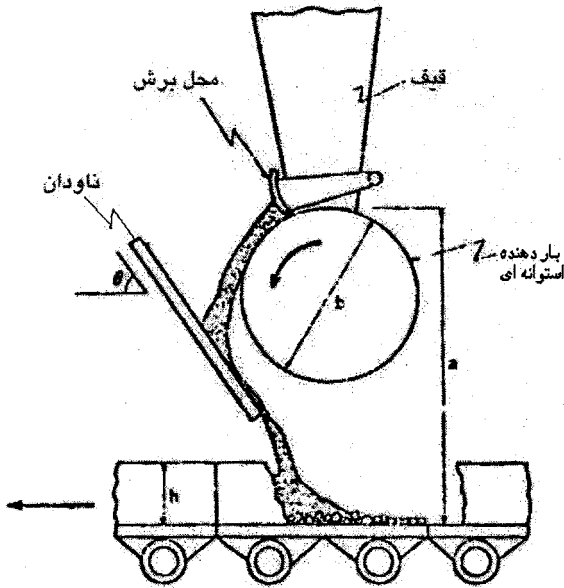
| درصد همگنی $\lambda$ | ضریب همگنی |      | محل برداشتن نمونه        |
|----------------------|------------|------|--------------------------|
|                      | Kmax       | Kmin |                          |
| ۴۵                   | ۱/۶۵       | ۰/۷۵ | قبل از اولین مخلوط کننده |
| ۶۴                   | ۱/۲۵       | ۰/۸  | بعد از اولین مخلوط کننده |
| ۶۲                   | ۱/۲۸       | ۰/۷۹ | قبل از دومین مخلوط کننده |
| ۷۷                   | ۱/۱        | ۰/۸۵ | بعد از دومین مخلوط کننده |

### ۳-۱۱-۲-۱) شارژ کردن مواد به ماشین کلوخه سازی

پس از عملیات مخلوط کردن و مرطوب کردن مواد خام مسئله بار دادن به ماشین پیش می آید. بار دادن مسئله خیلی حساسی است و باید شرایط خاصی را تأمین کند. اولاً می بایست قابل تنظیم با سرعت حرکت بستر کلوخه باشد تا همیشه ضخامت دلخواهی از مواد را روی بستر پخش نماید. ثانیاً باید از جدایش مواد در اثر جدایش غلتشی جلوگیری نماید و ثالثاً باید بار بحالت متخلخل و غیرفشرده روی بستر شارژ شود. برای تأمین نظرات بالا سیستم های خاصی را برای بار دادن بکار می برند که متداول ترین آنها استوانه های دوار است. همانطور که در بخشهای قبل گفته شد ابتدا قشری از مواد برگشتی را بنام بستر یا زیر بستر باید در تمام عرض بستر یا زنجیر کلوخه سازی پهن نمود. این قشر دو فایده مهم دارد. اول اینکه محافظ شبکه در مقابل درجه حرارت زیاد است و دوم اینکه به عنوان یک فیلتر عمل می کند یعنی نمی گذارد ذرات ریز مواد خام وارد شبکه شود و لذا کار دستگاه تصفیه هوا را آسان تر می کند و عمر ونتیلاتورها را افزایش می دهد. تجربه نشان داده است که افزایش یک لایه ۱۵ میلیمتری به عنوان بستر باعث کاهش گرد و غبار در گازهای خروجی به میزان ۵۰ درصد شده است [۲۴].

در شکل (۳-۱۸) چگونگی عمل شارژ کردن توسط یک باردهنده استوانه ای نشان داده شده است. در مورد خوراک دهنده استوانه ای چند نکته وجود دارد. یکی اینکه هر چقدر ظرفیت دستگاه بیشتر باشد و لذا ابعاد (a) و (b) در شکل بزرگتر باشد قشر بار شارژ

شده فشرده‌تر و دارای نفوذپذیری کمتر خواهد بود. دوم زاویه شیب ناودان بطور محسوس در نفوذپذیری بار تأثیر دارد.



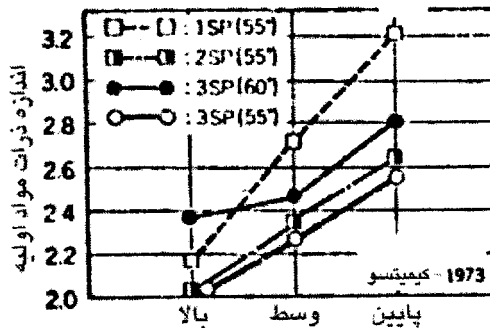
شکل ۳-۱۸: چگونگی عمل شارژ کردن توسط یک باردهنده استوانه‌ای [۲۵]

با توجه به جدول (۳-۱۱) که بطور تجربی در مورد فرآیند خاصی بدست آمده است بهترین زاویه شیب در این مورد بخصوص بین ۵۰ و ۶۰ درجه می‌باشد. در حالیکه باید سعی شود در موقع خوراک دادن در عرض بستر هیچگونه جدایشی صورت نگیرد و حداکثر یکنواختی در عرض بستر حفظ شود، جدایش به مقدار کم در ضخامت شارژ مفید می‌باشد.

جدول ۳-۱۱: مقایسه زاویه شیب ناودان در بازدهی تولید و نفوذپذیری [۲۴]

|      |      |      |  |
|------|------|------|--|
| ۵۰   | ۵۵   | ۶۰   | زاویه شیب ناودان (درجه)                              |
| ۳۶/۴ | ۳۶/۶ | ۳۵/۵ | بازدهی تولید (تن در ۲۴ ساعت در مترمربع $T/24h/m^2$ ) |
| ۲۰۸۰ | ۲۰۴۰ | ۲۱۲۰ | نفوذ پذیری بار (میلیمتر)                             |

هر ماده‌ای بستگی به حالت فیزیکی آن در موقع ریزش، دارای زاویه شیب طبیعی مخصوص بخود است بعنوان مثال مواد مرطوب و دانه ریز دارای زاویه شیب طبیعی بیشتری از مواد خشک و دانه درشت هستند. این امر باعث می‌شود که در موقع خوراک دادن به بستر کلوخه‌سازی مواد دانه درشت در پایین قرار گیرد و بستری از مواد دانه درشت در زیر بار بوجود آید و مهمتر اینکه بعلت ریز بودن ذرات کک و حالت فیزیکی آن، درصد کک در قسمت بالایی بار بیشتر از قسمتهای تحتانی می‌شود. مسئله اخیر در کلوخه‌سازی بسیار مفید می‌باشد زیرا عملاً برای داشتن یک کلوخه خوب باید قسمت‌های بالایی بار درصد سوخت بیشتری داشته باشند. در شکل (۳-۱۹) می‌توان این جدایش اندازه‌ای را برحسب زاویه شیب ناودان ( $\theta$  در شکل ۳-۱۸) ملاحظه نمود. قطر استوانه خوراک‌دهنده به ظرفیت دستگاه بستگی دارد و طول استوانه باید معادل عرض بستر کلوخه‌سازی باشد.

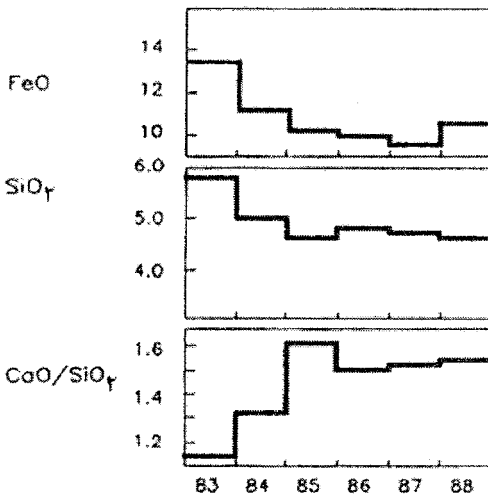


شکل ۳-۱۹: جدایش اندازه‌ای برحسب زاویه شیب ناودان (Kimitsu works Mar-Aug 1973)

[۲۴]

نکته مهم این است که ارتفاع بستر در ماشین پخت عامل مهمی در نفوذپذیری است. هرچه ارتفاع بستر زیادتر شده، مقدار نفوذپذیری کمتر می‌شود. از طرف دیگر ضخامت بستر نسبت مستقیم با تولید دارد. لذا تعیین مقدار بهینه ضخامت بار با توجه به نفوذپذیری اهمیت ویژه‌ای دارد. با افزایش ضخامت بستر، انرژی حرارتی بیشتری به لایه‌های زیرین انتقال می‌یابد. زیرا گازهای گرم مدت زمان بیشتری از لابه‌لای بار عبور کرده و حرارت خود را به بار منتقل می‌کنند در نتیجه مصرف خرده کک می‌تواند کاهش یابد. با کاهش

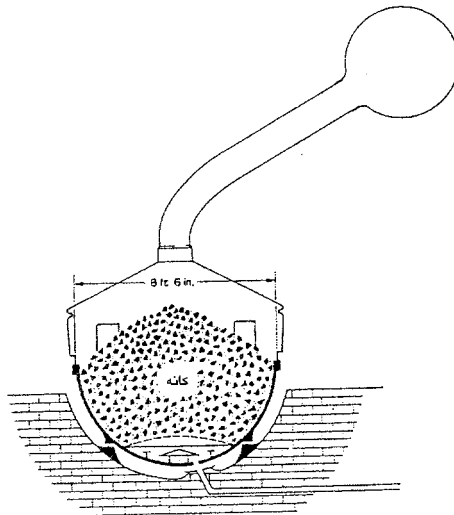
مصرف خرده کک، نسبت گاز دی‌اکسید کربن به منواکسید کربن در سیستم بیشتر شده و این عمل باعث شده که احیاء و تشکیل وستیت کمتر شود در نتیجه خاصیت احیاپذیری کلوخه افزایش می‌یابد. تحقیقات نشان داده که افزایش ضخامت بستر و کاهش سرعت حرکت زنجیر راه‌حل مناسبی است. بعنوان مثال در شرکت آمریکایی بتلهم<sup>۱</sup> ضخامت بستر را از ۴۰ به ۶۲/۵ سانتیمتر افزایش دادند و سرعت حرکت زنجیر را از ۲/۴ به ۲ متر در دقیقه کاهش دادند بدین ترتیب افزایش تولید به حدود ۳۰ درصد رسید [۲۸]. در یک شرکت تولید فولاد در فنلاند در حد فاصل سالهای ۱۹۸۳ تا ۱۹۸۸ میلادی، ارتفاع بستر را از ۳۰۰ به ۴۵۰ میلیمتر افزایش دادند که نتایج عملکرد آنها در شکل (۳-۲۰) آمده است. با توجه به این نمودار مشاهده می‌شود که افزایش ارتفاع بستر موجب کاهش مقدار سیلیس به ۴/۵ درصد، کاهش مقدار FeO کلوخه از ۱۴ درصد به ۱۰ درصد، افزایش بازسیته از ۱/۲ به حدود ۱/۵ و فراهم شدن ۶۰ درصد آهن در محصول کلوخه شده است. در این واحد کلوخه‌سازی تولید براساس استفاده از کنسانتره مگنتیت بوده لذا مقدار پایه FeO در کلوخه حدود ۶ درصد بالاتر از حالتی است که از سنگ آهن هماتیته استفاده شود [۲۹].



شکل ۳-۲۰: روند تغییرات سیلیس، FeO و بازسیته در کلوخه تولیدی یک شرکت فنلاندی در اثر افزایش ارتفاع بستر [۲۹]

## ۳-۱۱-۲) دستگاههای کلوخه‌سازی

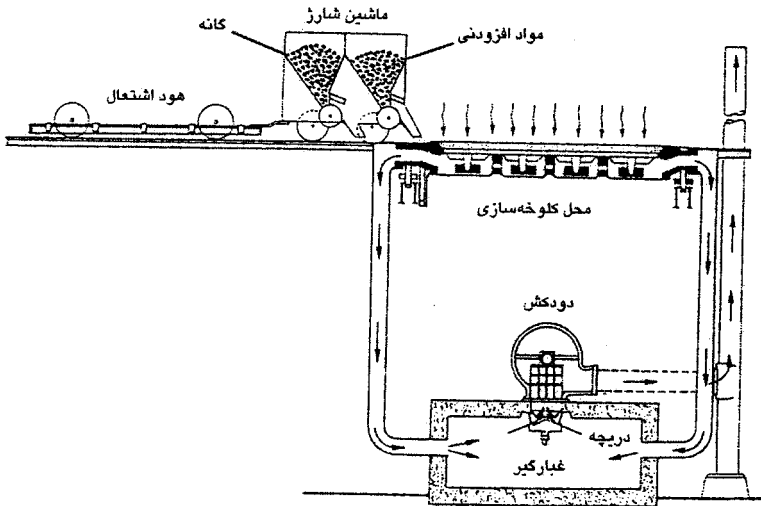
اولین دستگاه کلوخه‌سازی که در سالهای ۱۸۹۰ برای تشویه و تف‌جوشی کردن کانی‌های غیر آهنی مورد استفاده قرار گرفت دارای ساختمانی مانند شکل (۳-۲۱) بود. در این دستگاه مواد بر روی بستری از ذغال گذاخته بارگیری می‌شد و از زیر هوا دمیده می‌شد. در اوایل قرن بیستم فرآیند کلوخه‌سازی بر اساس دو روش مختلف به موازات هم توسعه پیدا کرد. از یک طرف حالت پیشرفته‌تر روش فوق توسعه پیدا کرد که شناخته شده‌ترین آن ماشینی بود که در آمریکا توسط جی. ای. گرینوالد<sup>۱</sup> ساخته شد و از طرف دیگر فرآیند کلوخه‌سازی مداوم در سالهای ۱۹۰۳ تا ۱۹۰۶ در مکزیک به منظور کلوخه کردن کانی مس ابداع گردید. اولین دستگاه کلوخه‌سازی مداوم در مقیاس صنعتی نیز در سال ۱۹۰۸ برای کانی‌های غیر آهنی ساخته شد و بزودی پس از آن دستگاههایی برای کلوخه کردن کانی‌های آهن ساخته شد. بطوریکه امروزه دستگاههای دوايت - لويدها<sup>۲</sup> ماشين کلوخه‌سازی برای ظرفیت‌های بالا است [۱۶]. در زیر عملکرد مهمترین دستگاههای کلوخه‌سازی شرح داده شده است.



شکل ۳-۲۱: نمایی از اولین دستگاه کلوخه‌سازی که برای تشویه و کلوخه‌سازی کانه‌های غیر آهنی استفاده می‌شد [۱۶]

## الف) روش گرینوالت

این روش که اصول آن در شکل (۳-۲۲) نشان داده شده است پرمصرف‌ترین فرآیند در نوع خود بوده است و برای ظرفیت‌های کم در حالت تک‌باره‌ای سالها استفاده شده است [۱۶]. ماشین گرینوالت همانطور که در شکل (۳-۲۲) دیده می‌شود از تعدادی واگن با کف مشبک تشکیل شده است که می‌توانند حول محور افقی دوران کرده و محتویات خود را تخلیه نمایند. واگنها از زیر به یک سیستم مکش هوا متصل است و از بالا تأسیسات ورود مواد می‌توانند ضمن عبور از روی واگنها آنها را از مواد اولیه پر کرده و سپس محترق نمایند. ادامه عمل توسط مکش هوا از پائین انجام می‌گیرد. چون نمی‌توان واگنها را بزرگتر ساخت معمولاً در یک واحد چهار واگن توسط یک سیستم ورود مواد و احتراق کار می‌کنند.



شکل ۳-۲۲: نمایی از دستگاه کلوخه‌سازی به روش گرینوالت [۱۶]

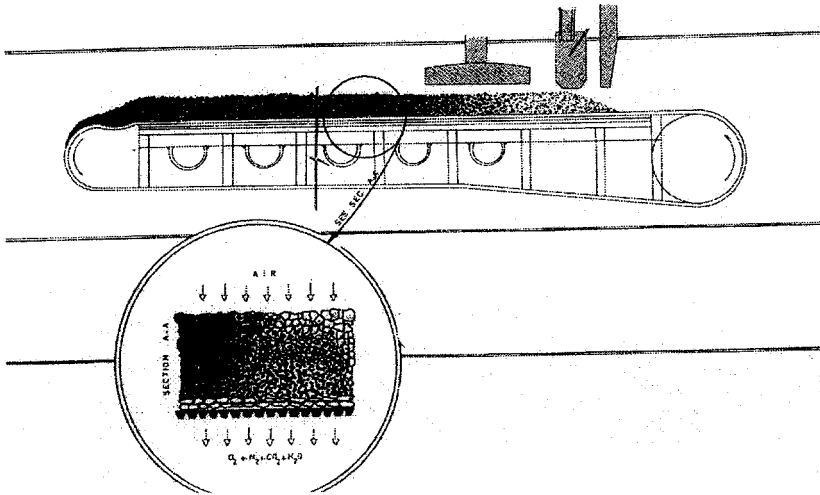
ب) روش آ.ای.بی (AIB)<sup>۱</sup>

این روش شبیه روش گرینوالت است با این تفاوت که در اینجا سیستم ورود بار ثابت می‌باشد و واگنها در طول یک ریل حرکت می‌کنند و بترتیب ابتدا در موقعیت شارژ سپس

در موقعیت‌های احتراق، مکش و تخلیه قرار می‌گیرند. پس از تخلیه واگنها به وضعیت ابتدایی برمی‌گردند و فرآیند ادامه پیدا می‌کند.

### ج) روش دوایت‌لوید (فرآیند کلوخه‌سازی مداوم)

شکل (۳-۲۳) نمایی از این دستگاه را نشان می‌دهد. روش دوایت‌لوید مهمترین روش کلوخه‌سازی است و در حال حاضر تقریباً تمامی کلوخه تولیدی در کارخانه ذوب آهن با این روش انجام می‌شود. وجه مشخصه این روش یک خط یا زنجیر متحرک است که از تعدادی محفظه لبه‌دار با کف مشبک تشکیل شده است. این محفظه‌های بهم‌پیوسته در حال گردش بطور مداوم از زیر محفظه‌های بارگیری، احتراق و مکش می‌گذرند و در انتهای خط ضمن برگشت کلوخه‌ها را داخل آسیاب تخلیه می‌نماید. در این روش نیز اصول مکانیزم کلوخه شدن مثل روش‌های قبل است.



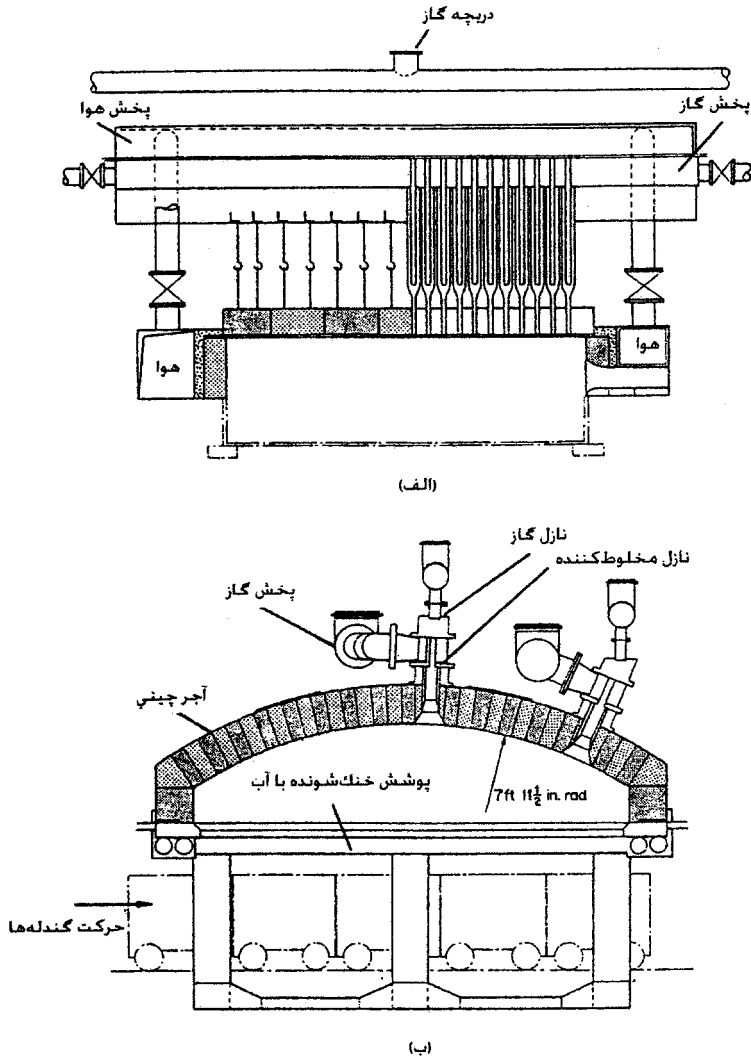
شکل ۳-۲۳: نمایی از ماشین دوایت‌لوید [۲۴]

### ۳-۱۱-۲-۳) مشتعل کردن کلوخه

پس از اینکه بستر دستگاه کلوخه‌سازی از مواد اولیه شارژ شد، می‌بایست سطح بار را بوسیله سیستم محترق‌کننده مشتعل نمایند. اهمیت یک اشتعال خوب و یکنواخت در سطح کلوخه نیازی به گفتن ندارد. زیرا این اولین و اساسی‌ترین قدم برای مراحل بعدی کلوخه شدن است. کارهای تجربی زیادی در زمینه حرارت کلی موردنیاز، فشردگی و تمرکز حرارتی و نوع آتمسفر انجام گرفته است که منجر به استفاده از هودها و سیستم‌های محترق‌کننده متفاوتی شده است. بطور کلی برای شروع احتراق باید به میزان  $10^6 \times (167-146)$  ژول (۳۵ تا ۴۰ هزار کیلو کالری) به ازاء یک تن آگلومره در سطح بار حرارت ایجاد نمود. این حرارت توسط سیستم‌های احتراق ایجاد شده و باعث می‌شود که کربن موجود در سطح بار به نقطه اشتعال برسد و ایجاد یک جبهه احتراق بنماید که بتدریج با مکش هوا این جبهه نیز بطرف پایین می‌رود. در حالی که ایجاد یک جبهه احتراق کامل، یکنواخت و سریع ضروری است، اما بالا رفتن زیاد درجه حرارت در سطح بار باعث ایجاد سرباره مذاب می‌شود که کاهش نفوذپذیری و پایین آمدن بازده را بدنبال دارد. اگرچه با توجه به جزئیات ممکن است از انواع متفاوت سیستم احتراقی استفاده شود اما اساساً دو نوع سیستم کلی وجود دارد که شکل (۳-۲۴) آنها را نشان می‌دهد.

#### ۱- روش اتاقک احتراق

در این روش مواد سوختی در داخل یک محفظه که با آجر نسوز پوشیده شده است محترق می‌شوند، بطوری که سطح بار را به دو طریق گرم می‌کنند. یکی بوسیله تبادل حرارت گازهای حاصل از احتراق و دیگر تشعشع حرارت از دیواره‌های نسوز. مشعل‌ها را ممکن است در دیواره‌های کناری یا در سقف یا در انتهای محفظه بطرف حرکت زنجیر قرار داد.



شکل ۳-۲۴: انواع سیستمهای احتراق (الف) مشعل گازسوز (سوخت پاش) (ب) اتاقک احتراق [۱۶]

## ۲- سیستم سوخت پاش یا مشعل

در این روش سوخت از طریق یک یا چند ردیف سوخت پاش که در عرض ماشین قرار گرفته اند مشتعل می شود و شعله گسترده ای با انرژی حرارتی زیاد در سطح کلوخه ایجاد می کند. انتقال حرارت توسط تشعشع در این روش نقش کمتری دارد. بر روی

مشعل‌ها یک دودکش یا محفظه با طول مناسب قرار دارد بطوریکه زمان لازم برای احتراق (حدود یک دقیقه) تأمین شود. هر دو نوع سیستم احتراق بطور موفقیت‌آمیز مورد استفاده قرار گرفته است لکن تفاوت‌هایی بین آنها وجود دارد:

(الف) در سیستم سوخت‌پاش محفظه روی مشعل‌های کوچکتر و لذا ارزان‌تر است.  
(ب) در سیستم سوخت‌پاش احتمال محترق نشدن کناره‌های بستر وجود دارد. لذا باید در کناره‌ها از مشعل‌های بزرگتر استفاده نمود.

(ج) در سیستم سوخت‌پاش چنانچه از مخلوط گاز کوره بلند و کک‌سازی با ارزش گرمایی حدود  $7/5-9/3 \text{ Mj/m}^3$  ( $200-250 \text{ Btu / ft}^3$ ) استفاده شود مناسب‌تر است. زیرا گازهای غنی‌تر باعث بالا رفتن درجه حرارت شعله و در نتیجه سرباره‌ای شدن سطح بار می‌شود.

(د) در سیستم اتاقک احتراق باید مکش هوا با دقت بیشتری کنترل شود.  
(ه) در سیستم اتاقک احتراق می‌توان از هر نوع سوخت گازی یا مایع استفاده نمود.

### ۳-۱۱-۲-۴) پیشگرم کردن شارژ کلوخه‌سازی

روشهای متفاوتی برای پیش گرم کردن شارژ قبل از مرحله احتراق امتحان شده است. پیشگرم کردن بار کلوخه‌سازی به منظور جلوگیری از مسئله شبنم‌زدن در قسمت‌های پایین بستر کلوخه است (این موضوع در قسمت‌های بعد بحث خواهد شد). تجربه نشان داده است که پیشگرم کردن باعث افزایش قابل ملاحظه بازده کلوخه‌سازی می‌شود. پیشگرم کردن بار نباید به حدی باشد که باعث تبخیر تمامی رطوبت بار شود بلکه حداکثر درجه حرارت ۵۰ تا ۶۰ درجه سانتیگراد کفایت می‌کند. در کارخانه‌هایی که بخار یا هوای گرم به مقدار اضافی و با فشار کم موجود باشد می‌توان از آن برای پیشگرم کردن در مرحله مخلوط‌کننده استفاده کرد افزایش نرمة‌های برگشتی کلوخه بصورت گرم به شارژ نیز یکی از راههای پیشگرم کردن است.

### ۳-۱۱-۳) روشهای صرفه‌جویی در سوخت جامد

در بین انواع سوخت‌های جامدی که ممکن است در کلوخه‌سازی مصرف شود خرده کک مناسب‌ترین سوخت می‌باشد. از آنجا که مصرف کک بیش از ۵۰ درصد از هزینه

کلوخه‌سازی را شامل می‌شود، در کارخانه‌هایی که کک به میزان کافی در اختیار نیست از روشهایی برای صرفه‌جویی در سوخت استفاده می‌شود. به منظور داشتن ایده‌ای از این روشها مختصراً تعدادی از آنها معرفی می‌شود:

الف) استفاده از سیستم شارژ دو لایه که در آن در صد سوخت جامد در لایه پایین و بالا متفاوت است و با دقت بیشتری کنترل می‌شود، می‌تواند تا حدود ۸ درصد مصرف کک را کاهش دهد. لکن هزینه اولیه و راه‌اندازی این روش بالاست، بطوریکه بعضی از کارگاهها که به این سیستم مجهز هستند از آن استفاده نمی‌کنند.

ب) روش احتراق ثانویه. عبارتست از مصرف هوای گرم یا محصولات سوخت اکسیژن‌دار برای مکش، پس از احتراق اولیه. در این روش به جای هوای سرد، مخلوطی از گازهای حاصل از احتراق و هوا با درجه حرارت حدود ۶۰۰ تا ۸۰۰ درجه سانتیگراد بداخل بستر کلوخه مکیده می‌شود. این کار با طولانی‌تر کردن محفظه احتراق و یا نصب محفظه اضافی پس از لحظه احتراق اصلی صورت می‌گیرد.

ج) کلوخه‌سازی گازی. در این روش سوخت جامد تقریباً حذف می‌شود و تمام انرژی حرارتی موردنیاز برای کلوخه کردن مواد خام توسط انرژی حاصل از سوخت گاز تأمین می‌شود. این روش در لهستان و شوروی تحت آزمایش قرار گرفته است [۱۶].

د) روش کلوخه دولایه. در این روش مواد خام در دو لایه شارژ می‌شوند. لایه زیر عاری از سوخت است و در اولین عبور فقط تکلیس می‌شود و مواد فرار آن خارج می‌شود و این قسمت از کلوخه را بعنوان برگشتی مجدداً در لایه بالایی شارژ می‌کنند.

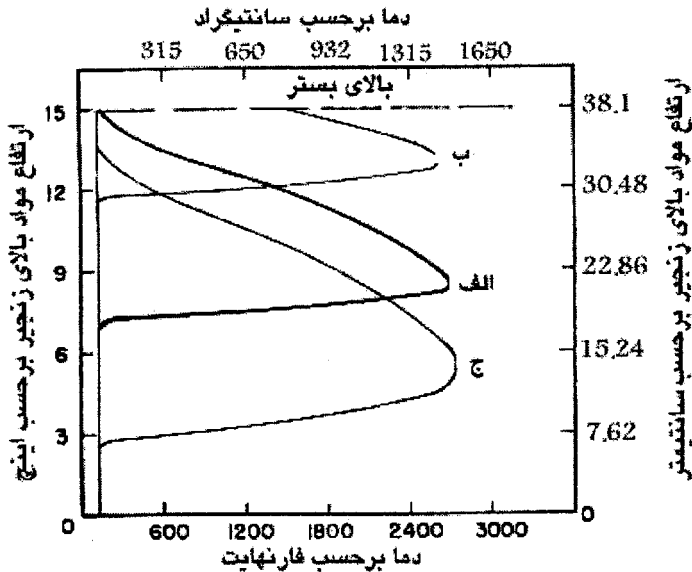
### ۳-۱۱-۴) بررسی پدیده انتقال حرارت در کلوخه‌سازی

برای درک بهتر پدیده انتقال حرارت در ضمن عمل کلوخه‌سازی لازم است تغییرات چرخه حرارتی را که مشخص کننده فرآیند است مورد بررسی قرار داد. در هر لحظه‌ای در طول عمل کلوخه‌سازی می‌توان یک وضعیت پخش حرارت را در بستر کلوخه مانند شکل (۳-۲۵) تشخیص داد. از این منحنی معلوم می‌شود که فرآیند از نظر حرارتی از حرکت مداوم موجی از انرژی حرارتی بطرف پایین از میان یک توده مواد تشکیل شده است. پخش حرارت در بستر کلوخه بلافاصله بعد از مرحله احتراق بوسیله منحنی (۳-۲۵ب) در شکل فوق نمایش داده شده است. جبهه احتراق در این حالت حدود ۵ سانتیمتر (۲ اینچ)

پایین تر از سطح بار است که هنوز درجه حرارت آن (سطح بار) بیشتر از درجه حرارت هوای ورودی می‌باشد. در نیمه راه یا اواسط فرآیند پروفیل گرمایی شکل عمومی (۳-۲۵-الف) را دارد و سطح بستر نیز به درجه حرارت هوای ورودی می‌رسد. بعلمت خصوصياتی از قبیل تبادل حرارت بین گاز و جامد بصورت ناقص، بازیابی حرارت از لایه‌های بالایی بستر کلوخه و تأثیرات حرارتی در اثر تغییرات فیزیکی و یا شیمیایی، پروفیل گرمایی بتدریج تغییر شکل می‌دهد و نهایتاً بصورت منحنی (۳-۲۵-ج) درمی‌آید.

بطور کلی واکنش احتراق کک در فرآیند کلوخه‌سازی از دمای ۵۰۰ درجه سانتیگراد آغاز می‌شود. مشخص شده است که واکنشهای کلوخه‌سازی قبل از دمای ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد آغاز نمی‌شود و نرخ تولید بستگی به فرآیند احتراق کک دارد. اگر فرآیند سوختن کک مناسب نباشد (محصول احتراق به جای دی‌اکسید کربن، منواکسید کربن باشد)، حرارت کمتری آزاد می‌شود. در نتیجه کلوخه تولیدی استحکام کمتری دارد همچنین بازدهی کاهش یافته و میزان تولید کم می‌شود [۲۷].

با توجه به فرآیند کلوخه‌سازی، دو مقدار انرژی حرارتی می‌توان تشخیص داد. مورد اول، حرارتی که معادل با حرارت محسوس بستر است. وقتی که فرآیند بطور کامل جریان یافته است (بعد از احتراق) که آن را با  $(q)$  نشان می‌دهند. مورد دوم انرژی حرارتی لازم برای تأمین تغییرات گرماگیر که آن را با  $(Q)$  نشان داد. مقدار  $(q)$  بوسیله عواملی مانند گرمای ویژه و قابلیت هدایت حرارتی مواد خام، کلوخه آماده، هوای ورودی و بیشترین درجه حرارت مورد نیاز (قله حرارتی) تعیین می‌شود. بطور ایده آل تمامی مقدار  $(q)$  بایستی بوسیله تجهیزات احتراق تأمین شود بطوریکه یک پروفیل حرارتی ایجاد کند که تمامی عمق بستر را بپیماید. در عمل قسمتی از انرژی  $(q)$  و تمامی  $(Q)$  بوسیله مواد سوختی جامد که همراه با بار کلوخه است، تأمین می‌شود. درجه حرارت ایجاد شده در بستر کلوخه به عوامل زیر بستگی دارد:



شکل ۳-۲۵: توزیع دما (انتشار انرژی حرارتی) در بستر کلوخه [۶]

- (الف) مقدار و انرژی حرارتی سوخت جامد موجود در بار  
 (ب) مقدار حرارت داده شده به بار در موقع احتراق  
 (ج) گرمای ویژه مواد بستر  
 (د) واکنشهای گرماگیر و گرمازا بجز احتراق مواد سوختی  
 (ه) درجه حرارت پیش گرم کردن

(و) درجه حرارت گازهای حاصل از احتراق پس از محترق شدن مواد سوختی

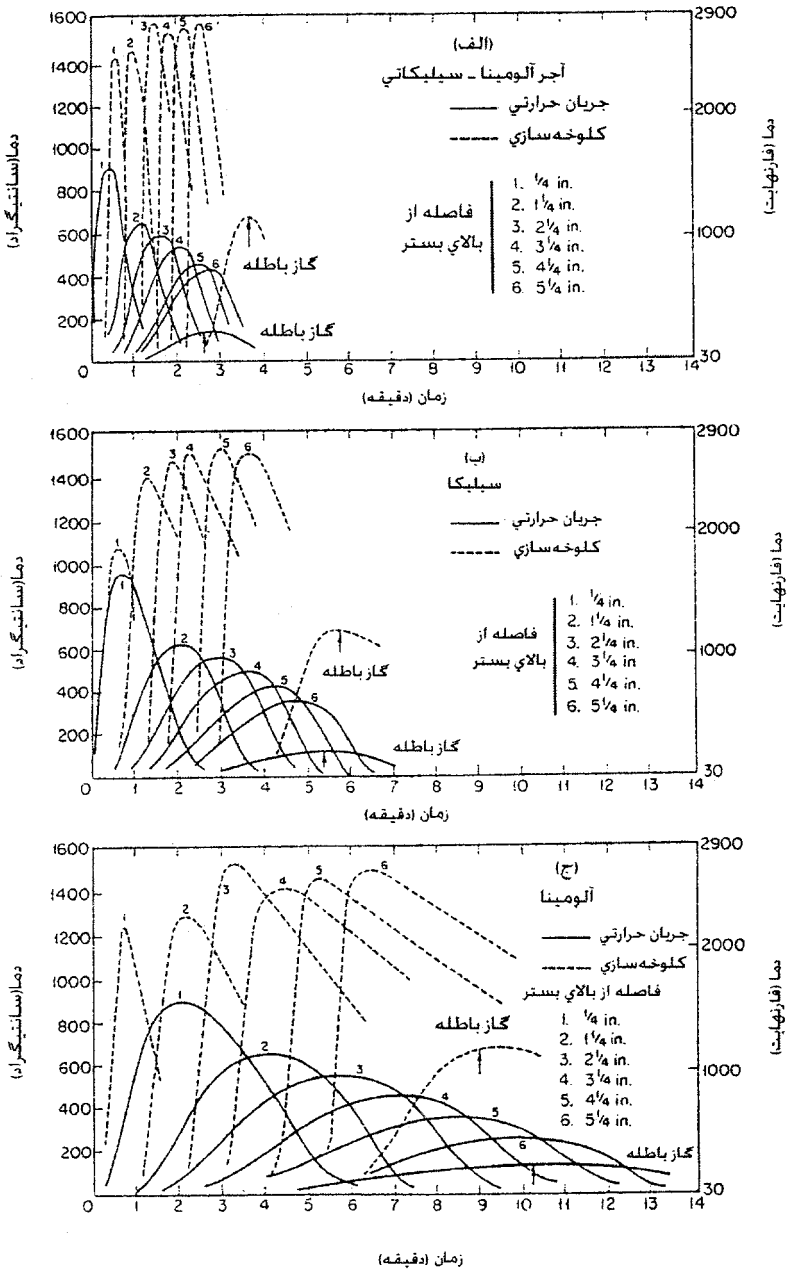
بررسی چگونگی انتقال حرارت در کلوخه سازی توسط افراد مختلفی صورت گرفته است. بخصوص تحقیقات ویس<sup>۱</sup> و همکارانش که منجر به بدست آوردن رابطه ای برای جبهه گرما و جبهه اشتعال شد باعث آگاهی های بیشتری از خصوصیات حرارتی کلوخه گردید [۶]. آزمایشهای متداولی که در این مورد انجام می شود عبارت است از بررسی انتقال حرارت از میان بستری از مواد بی اثر مثل آلومین و سیلیس با و یا بدون یک عامل حرارتی داخلی (سوخت جامد). نتایج چنین آزمایشهایی را در شکل (۳-۲۶) می توان

ملاحظه نمود. در اکثر آزمایشهایی که بدون سوخت داخلی برای بررسی پیشرفت جبهه گرما مورد بررسی قرار گرفته، پروفیل حرارتی متفاوت با آنچه در شکل (۳-۲۵) دیده می شود بدست آمده است ولی با استفاده از سوخت داخلی پروفیل حرارتی مانند منحنی (۳-۲۵-الف) می باشد [۱۶،۶].

در هر حال با تغییر مواد جامد بی اثر و گاز مورد مصرف جهت انتقال حرارت این مسئله روشن شد که سرعت گسترش جبهه گرما و اشتعال تقریباً مشابه بوده و بستگی به ظرفیت حرارتی جامد و گاز دارد. نتایج آزمایشها همچنین نشان داد که سرعت گسترش جبهه حرارت بطور مستقیم متناسب است با ظرفیت حرارتی گاز که خود بطور معکوس متناسب است با حجم مخصوص گاز مورد نیاز. تناسبهای مربوط به حرکت جبهه حرارت توسط بلاسکت<sup>۱</sup> به صورت تئوری و ریاضی نیز اثبات شده است. او نشان داد که حرکت موج حرارت از میان بستری از مواد جامد با سرعت تقریباً ثابت را می توان از رابطه (۳-۲۸) بدست آورد [۱۶].

$$u_{hw} = \frac{h_g V}{h_s (1-f)} \quad (3-28)$$

در رابطه (۳-۲۸)،  $u_{hw}$  سرعت گسترش موج حرارت (فوت در دقیقه)،  $h_g$  ظرفیت حرارتی گاز ( $\frac{BTU}{F ft^2}$ )،  $h_s$  ظرفیت حرارتی جامد ( $\frac{BTU}{F ft^2}$ )،  $v$  حجم گاز مکیده شده در واحد سطح بستر در واحد زمان ( $\frac{ft^3}{ft^2 \cdot min}$ ) و  $f$  درصد تخلخل در واحد حجم بستر است. در جدول (۳-۱۲) مقادیر محاسبه شده و تجربی  $u_{hw}$  را می توان مقایسه کرد و به دقت رابطه بالا پی برد. تشابه زیاد بین حجم مخصوص هوای لازم برای انتقال حرارت و کلوخه سازی، منجر به این ایده شد که هوای مورد نیاز برای کلوخه سازی بوسیله انتقال حرارت مورد نیاز کنترل می شود نه بوسیله مقدار مواد سوختی موجود در بستر. اطلاعات جدول (۳-۱۳) این موارد را نشان می دهد.



شکل ۳-۲۶: تغییرات درجه حرارت در سطوح مختلف بستر شبیه سازی شده کلوخه سازی [۱۶]

جدول ۳-۱۲: مقادیر محاسبه شده و تجربی  $u_{hw}$  [۱۶]

| جامد   | گاز           | سرعت (اینچ در دقیقه) |       |
|--------|---------------|----------------------|-------|
|        |               | تثوری                | تجربی |
| سیلیس  | هوا           | ۱/۳                  | ۱/۵۵  |
| سیلیس  | هوا           | ۱/۸                  | ۲     |
| سیلیس  | هوا           | ۲/۵                  | ۲/۳۵  |
| سیلیس  | دی اکسید کربن | ۲/۸                  | ۲/۹   |
| سیلیس  | آرگن          | ۱/۲                  | ۱/۲۵  |
| سیلیس  | هلیوم         | ۱/۲                  | ۱/۲۵  |
| آلومین | هوا           | ۱/۱                  | ۱/۱   |

جدول ۳-۱۳: مقایسه حجم ویژه هوای لازم برای انتقال حرارت و کلوخه سازی [۱۶]

| نوع ماده               | حجم ویژه (۱۰۰۰ فوت مکعب به ازای تن) |                        |
|------------------------|-------------------------------------|------------------------|
|                        | آزمایشهای کلوخه سازی                | آزمایشهای انتقال حرارت |
| آلومینا                | ۳۳-۴۱                               | ۳۴/۷                   |
| مولیت                  | ۲۸-۴۵                               | ۳۱/۹                   |
| سیلیس                  | ۳۵-۴۶                               | ۲۶-۴۱                  |
| اجزای آلومینو سیلیکاتی | ۴۴-۵۷                               | ۴۳/۸                   |

جدول ۳-۱۴: مقدار گازهایی که در کلوخه سازی به ازاء یک تن کلوخه توسط ونتیلاتورها مکیده می شود [۱۶]

|                                       |                  |
|---------------------------------------|------------------|
| گازهای حاصل از احتراق اولیه           | ۱۴-۵۶ متر مکعب   |
| بخار آب و دی اکسید کربن حاصل از تکلیس | ۴۲-۲۴۰ متر مکعب  |
| گازهای حاصل از احتراق سوخت جامد       | ۲۲۰-۵۰۰ متر مکعب |
| هوای اضافی                            | ۱۴۰-۳۹۰ متر مکعب |

مقدار گازهایی که در کلوخه‌سازی به ازاء یک تن کلوخه توسط دستگاههای تهویه (ونتیلاتور<sup>۱</sup>) مکیده می‌شود در جدول (۱۴-۳) آمده است. در عمل همیشه بیش از مقدار موردنیاز برای سوخت جامد هوا مصرف می‌شود و با وجود این درصد کمی از سوخت دربار باقی می‌ماند. به نظر می‌رسد که رابطه مشخصی بین حجم هوای مصرفی و مقدار سوخت موجود نیست. این موضوع از آزمایشی که توسط ویس و ویلد<sup>۲</sup> انجام شد به اثبات رسید [۱۶]. در این آزمایش بجای کک از فلز تیتانیم به عنوان سوخت استفاده شد و نتایج جدول (۱۵-۳) بدست آمد. چنانکه دیده می‌شود با وجود اینکه تیتانیم نسبت به کک به مقدار ۵۰ درصد کمتر هوا برای احتراق نیاز دارد ولی حجم هوای مصرفی در دو روش یکسان است. از این آزمایش و بررسی‌های قبلی چنین نتیجه‌گیری می‌شود که میزان هوای مصرفی یا حجم مخصوص هوای مصرفی بستگی به سرعت مکش دارد و چنانچه هوا با سرعت بیشتری مکیده شود انتقال حرارت به همان نسبت افزایش نمی‌یابد و لذا هوای بیشتری باید مصرف شود.

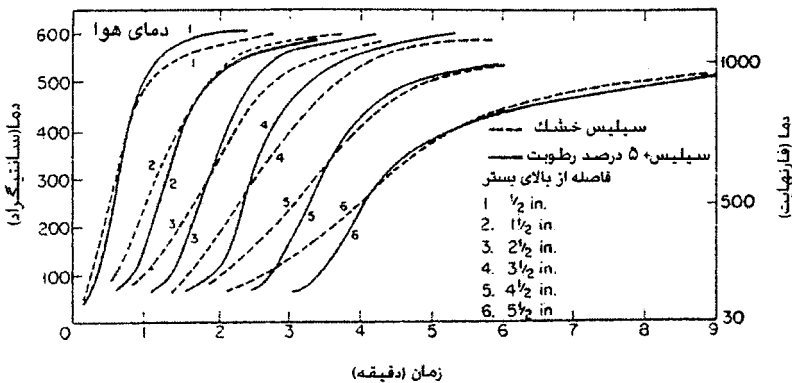
جدول ۱۵-۳: نتایج آزمایش انجام شده توسط ویس و ویلد در مورد رابطه بین حجم هوای مصرفی و مقدار سوخت [۱۶]

| نوع ماده | نوع سوخت | درصد سوخت | هوای لازم برای احتراق (۱۰۰۰ فوت مکعب برتن) | حجم ویژه هوای مصرفی (۱۰۰۰ فوت مکعب برتن) | درصد آب | حرارت آزاد شده (برحسب مخلوط خام) |
|----------|----------|-----------|--|--|---------|----------------------------------|
| سیلیس    | کک       | ۴-۵       | ۱۰/۵-۱۴                                    | ۳۳-۴۱                                    | ۳       | ۱۰/۱-۱۲/۷                        |
| سیلیس    | تیتانیم  | ۶-۷       | ۴/۵-۵/۵                                    | ۳۳-۳۶                                    | ۳       | ۱۰/۲-۱۱/۹                        |

### ۱۱-۴-۱) تأثیر آب و کربناتها بر انتقال حرارت

برای بررسی آزمایشگاهی مسئله فوق هوای گرم با دمای ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد از میان بستری از سیلیس با دبی ثابت مکیده می‌شود. آزمایش با افزودن آب و کربناتهای مختلف به بستر تکرار می‌شود. با رسم پروفیل حرارتی (منحنی دما - زمان) برای هر

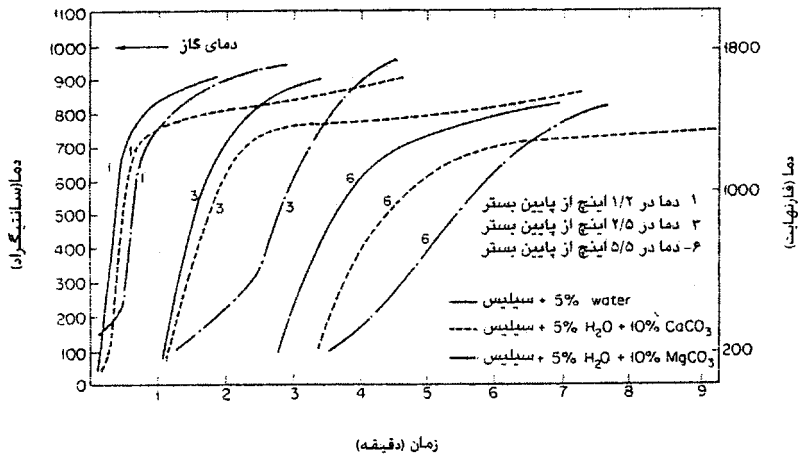
آزمایش می‌توان به تأثیر افزودن مواد فوق به کلوخه از نظر انتقال حرارت پی برد (شکل‌های ۲۷-۳ و ۲۸-۳). تأثیر افزایش ۵ درصد آب به بستری از سیلیکات در منحنی (۲۷-۳) نشان داده شده است. افزایش درجه حرارت بستر تا ۱۰۰ درجه سانتیگراد در لایه‌های مختلف، همراه با مقداری تأخیر است که بعلت تبخیر آب است. از ۱۰۰ تا حدود ۳۰۰ درجه سانتیگراد سرعت افزایش درجه حرارت موقعی که آب اضافه شده است بیشتر است. این بدان معنی است که هوای گرم در لایه‌های بالایی گرمای کمتری از دست داده است. این اثر عجیب شاید بعلت کمتر شدن دانسیته کلی سیلیس وقتی که آب اضافه می‌شود باشد. تأثیر افزودن کربنات منیزیم و کربنات کلسیم بر نحوه انتقال حرارت در شکل (۲۸-۳) نشان داده شده است. باید یادآور شد که در کلوخه‌سازی شرایط متفاوت از آزمایش‌های بالا است و با افزودن آب و کربنات‌ها، درصد سوخت افزایش همچنین حجم هوای لازم نیز افزایش می‌یابد، لذا وضعیت انتقال حرارت متفاوت است.



شکل ۲۷-۳: مقایسه نحوه افزایش درجه حرارت در بستری از سیلیس در حالت خشک و مرطوب

[۱۶]

جدول (۱۶-۳) حجم ویژه هوا و گازهای خروجی را برای مخلوط‌های مختلف نشان می‌دهد. با توجه به جدول مشخص می‌شود با افزایش آب و کربنات حجم هوای لازم نیز زیاد می‌شود.



شکل ۳-۲۸: تأثیر کربناتهای کلسیم و منیزیم در رفتار حرارتی کلوخه [۱۶]

جدول ۳-۱۶: حجم ویژه هوا و گازهای خروجی در عملیات کلوخه‌سازی برای مخلوط‌های مختلف حاوی آب و کربنات [۱۶]

| حجم ویژه هوا<br>(فوت مکعب) | حجم ویژه گاز<br>خروجی (فوت<br>مکعب) | درصد<br>آب | درصد کک | کربنات<br>کلسیم | آلومینو<br>سیلیکات |
|----------------------------|-------------------------------------|------------|---------|-----------------|--------------------|
| ۴۰-۴۱                      | ۴۳-۴۶                               | ۹          | ۵-۶     | -               | ۱۰۰                |
| ۴۳-۵۴                      | ۵۲-۶۵                               | ۲۲         | ۷-۹     | -               | ۱۰۰                |
| ۴۴-۵۰                      | ۵۹-۶۵                               | ۳۲         | ۸-۱۰    | -               | ۱۰۰                |
| ۵۲-۵۳                      | ۷۰-۷۲                               | ۴۰         | ۹-۱۰    | -               | ۱۰۰                |
| ۳۴-۳۸                      | ۴۴-۴۶                               | ۲۰         | ۸-۹     | ۱۷              | ۸۳                 |
| ۳۵-۳۹                      | ۴۶-۵۰                               | ۲۰         | ۸-۱۰    | ۳۳              | ۶۷                 |
| ۳۷-۳۸                      | ۴۷-۴۸                               | ۱۶         | ۸-۹     | ۵۰              | ۵۰                 |
| ۵۵-۸۰                      | ۶۳-۸۹                               | ۱۶         | ۱۰      | ۵۰              | ۵۰                 |
| ۴۰-۵۵                      | ۵۱-۵۷                               | ۱۶         | ۸/۵-۹/۵ | ۶۷              | ۳۳                 |
| ۶۰                         | ۷۰                                  | ۱۶         | ۱۰      | ۶۷              | ۳۳                 |

## ۳-۱۱-۱-۲) بررسی جریان هوا و گاز از میان بستر کلوخه

این موضوع روشن شده است که هوای مورد نیاز برای کلوخه سازی به انتقال حرارت ارتباط دارد. بنابراین، سرعت پیشرفت فرآیند کلوخه سازی بستگی به توانایی عبور دادن جریان هوا و محصولات فرار از میان بستر دارد و یا به عبارت دیگر تابع نفوذپذیری بستر است. معادله (۳-۲۹) بوسیله ویس و بروکس<sup>۱</sup> در مورد نفوذپذیری پیشنهاد شده است [۳۰]:

$$\rho = \frac{F}{A} \left[ \frac{L}{\Delta P} \right]^n \quad (3-29)$$

F سرعت جریان گاز (فوت مکعب در دقیقه) در شرایط ۶۰ درجه فارنهایت و فشار ۳۰ اینچ جیوه، A سطح بستر بر حسب فوت مربع، L ارتفاع بستر بر حسب اینچ،  $\Delta P$  مکش اعمال شده بر حسب اینچ آب (افت فشار)،  $\rho$  نفوذپذیری بر حسب B.P.U. (واحد نفوذپذیری انگلیسی)<sup>۲</sup> و n عدد ثابت (۱ برای جریان آرام و ۰/۵ برای جریان اغتشاشی) است. مقادیر تجربی محاسبه شده برای n در جدول (۳-۱۷) آمده است. با انتخاب مقدار متوسط n، می توان مقدار نفوذپذیری را بر حسب پیشرفت عمل کلوخه سازی تعیین و با یک منحنی نمایش داد.

جدول ۳-۱۷: مقادیر تجربی برای عدد ثابت n [۶]

|      |                                   |
|------|-----------------------------------|
| ۰/۶  | قبل از احتراق                     |
| ۰/۶۵ | بلافاصله بعد از احتراق            |
| ۰/۶  | مقدار متوسط در طول عمل کلوخه سازی |
| ۰/۵۵ | بعد از کامل شدن کلوخه             |

سرعت جریان گاز در بستر کلوخه در شرایط مکش ثابت، بستگی به مقاومت جریان گاز در بستر کلوخه دارد. میعان رطوبت موجود در لایه های بالایی بستر کلوخه در لایه های

1- Brooks

2- British Permeability Unit

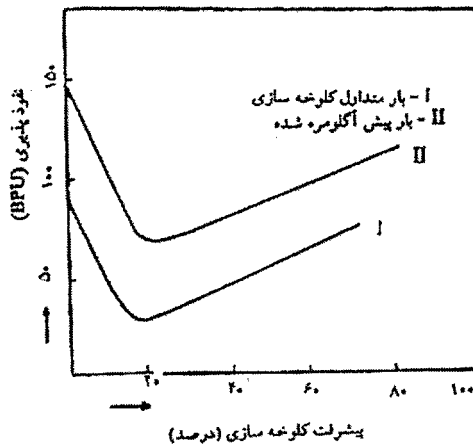
پایین، باعث افزایش مقاومت جریان گاز می‌شود [۳۱]. از طرف دیگر ناحیه ذوب - احتراق با پیشرفت عملیات کلوخه‌سازی وسیع شده و مقاومت جریان گاز در بستر کلوخه افزایش می‌یابد. در نتیجه سرعت فرآیند کلوخه‌سازی کاهش می‌یابد. همراه با افزایش مقاومت نفوذپذیری در ناحیه ذوب - احتراق، مذاب‌های فریت کلسیم و سیلیس تشکیل می‌شود در نتیجه، انبساط حجمی گاز در اثر گرم شدن و پدیده کانال‌زنی گازها رخ می‌دهد [۳۱].

نفوذپذیری بار عامل مهمی در تولید کلوخه می‌باشد. نفوذپذیری بار کنترل‌کننده رژیم حرارتی، ترکیب شیمیایی پخت و عوامل متعدد دیگر است که همگی در تعیین خواص کیفی و کمی کلوخه اثرات تعیین‌کننده‌ای دارند. از طرفی نفوذپذیری بار تابع دانه‌بندی بار است. با آنکه بار با دانه‌بندی ریزتر در انجام واکنشهای شیمیایی اثر مثبت دارد اما اثرات نامطلوبی بر روی نفوذپذیری دارد. علاوه بر دانه‌بندی بار، مقدار آب افزودنی هم اثر بسزایی بر روی نفوذپذیری دارد همچنین ارتفاع بستر ماشین پخت از دیگر عوامل مهم در نفوذپذیری است.

ساختار حفره‌های کلوخه اثر مستقیم بر روی نفوذپذیری ناحیه ذوب دارد از طرفی، ناحیه ذوب کلوخه بر ساختار حفره‌ها اثر می‌گذارد. همچنین ساختار حفره‌های کلوخه، به واسطه تعبیه کانالهایی برای عبور هوا بصورت غیرمستقیم بر واکنش کلوخه‌سازی تأثیر دارد [۳۲]. تغییرات ساختار حفره‌های بستر کلوخه‌های آهن، نفوذپذیری را در دماهای بالا تحت تأثیر قرار می‌دهد. در نتیجه بر بازده و استحکام نهایی کلوخه اثر می‌گذارد. خصوصیات ساختار حفره‌ها توسط اندازه‌گیری نفوذپذیری هر ناحیه از بستر کلوخه تعیین می‌شود. آنالیز تصاویر قسمتهای گوناگون کلوخه یکی از این روشها است. اما بدلیل پیچیدگی‌های متعدد در هنگام فرآیند کلوخه‌سازی، بدست آوردن اطلاعات کمی در مورد خصوصیات و تغییرات ساختار حفره‌ها در هنگام کلوخه‌سازی همراه با محدودیتهای زیادی است. اخیراً مشاهدات سه بعدی بستر کلوخه با استفاده از روش (X-Ray CTS)<sup>۱</sup> امکان‌پذیر شده است [۳۳].

شکل (۳-۲۹) تغییرات نفوذپذیری بار در حین عملیات کلوخه‌سازی را نشان می‌دهد. با توجه به این منحنی معلوم می‌شود که نفوذپذیری در مراحل اولیه فرآیند کلوخه‌سازی کاهش یافته و پس از عبور از یک مقدار حداقل، مجدداً افزایش می‌یابد. کاهش

نفوذپذیری در زمانهای آغازین، به دلیل میعان بخار آب حاصل از قسمتهای بالایی بستر در قسمتهای پایین است. با گذشت زمان قسمتهای بیشتری از بار تبدیل به کلوخه شده و به علت تخلخل کلوخه تولیدی، خاصیت نفوذپذیری افزایش می‌یابد. جایگزین کردن مقداری از سنگ آهک با آهک زنده برای جلوگیری از کاهش نفوذپذیری در مراحل اولیه بسیار مؤثر است. همچنین مخلوط کردن مقداری بار برگشتی بصورت گرم با مواد اولیه نیز مانع از میعان مجدد بخار آب لایه‌های بالایی بستر در لایه‌های زیرین می‌شود.



شکل ۳-۲۹: تغییرات نفوذپذیری بار ضمن پیشرفت فرآیند کلوخه‌سازی [۲۸،۶]

چنانچه مقدار نفوذپذیری را در هنگام کلوخه‌سازی ثابت فرض کنیم می‌توان سرعت کلوخه‌سازی را برای یک مخلوط معین از رابطه (۳-۳۰) که توسط بوکروت<sup>۱</sup> و میشارد<sup>۲</sup> پیشنهاد شد، محاسبه نمود [۵]. طبق این رابطه سرعت کلوخه‌سازی با عمق بستر و مقدار مکش اعمال شده متناسب است.

$$\frac{T}{l} = \frac{(RI)^{1/6}}{(\Delta P)^{1/25}} \quad (۳-۳۰)$$

T زمان کلوخه شدن، l عمق بستر،  $\Delta P$  مکش اعمال شده (افت فشار) و R مقاومت بستر در مقابل جریان گاز است. رابطه بین افت فشار ( $\Delta P$ ) و سرعت ظاهری گازها (U) را می‌توان از معادله (۳۱-۳) بدست آورد [۵].

$$\Delta P = aU - bU^m \quad (31-3)$$

در رابطه (۳۱-۳)، a و b و  $m$  ( $1/6 < m < 2$ ) همگی ثابت‌هایی هستند که بستگی به مشخصات بستر و عملیات کلوخه‌سازی دارند.

معادلات پیچیده‌تری را می‌توان برای عملیات کلوخه‌سازی نوشت که همگی مبتنی بر ملاحظات نظری در مورد جریان یافتن یک گاز از میان بستری از مواد جامد هستند. در هر حال استفاده از این معادلات در حین عملیات کلوخه‌سازی، زیاد عملی نیست زیرا بسیاری از خصوصیتی که در این معادلات بکار رفته‌اند قابل حدس زدن نیستند و بستگی به نوع مواد اولیه مورد مصرف و شرایط عمل دارند. معادله (۳۲-۳) که براساس ملاحظات مربوط به انتقال حرارت نوشته شده را می‌توان تا حدی بطور عملی برای تخمین زدن سرعت کلوخه شدن مواد بکار برد [۶].

$$r = 224 \times \frac{U_i}{V_a \times Q_b} \quad (32-3)$$

در رابطه (۳۲-۳)،  $U_i$  سرعت مکش هوا به داخل بستر (اینچ در دقیقه)،  $V_a$  حجم هوای ویژه (فوت مکعب بر تن)،  $Q_b$  دانسیته کلی بار (پاوند بر فوت مکعب) و  $r$  سرعت کلوخه شدن (اینچ در دقیقه) است. محاسبه حجم هوای ویژه برای کلوخه کردن بصورت تئوری بدین صورت تعیین می‌شود که فرض می‌کنند انتقال حرارت از ۴۵۰ گرم (یک پوند) کلوخه نیاز به ۴۵۰ گرم (یک پوند) هوا دارد. عبارت دیگر، ظرفیت گرمایی هوا و کلوخه مساوی فرض می‌شود. با این فرض می‌توان به راحتی حجم هوای ویژه یعنی حجم هوای لازم برای یک تن کلوخه را محاسبه نمود. این حجم معادل حجم یک تن هوا است که تقریباً ۷۸۴ متر مکعب (۲۸۰۰۰ فوت مکعب) می‌شود. در عمل حجم هوای ویژه مورد نیاز همیشه بیشتر بوده و ممکن است تا ۱۱۲۰ متر مکعب (۴۰ هزار فوت مکعب) بر تن تغییر کند. البته بهتر است گفته شود که این مقادیر حجم مجموعه گازهای خروجی است نه حجم هوای ورودی.

### ۳-۱۱-۵) بررسی مراحل کلوخه شدن و تغییرات حرارتی

با توجه به شکل (۳-۳۰) که مقطع کیک کلوخه را در مراحل مختلف عملیات کلوخه‌سازی نشان می‌دهد می‌توان پنج منطقه بشرح زیر تشخیص داد:

۱- منطقه‌ای که جبهه احتراق از آن عبور نموده و آگلومره تشکیل شده و در حال سرد شدن یا بلوری شدن می‌باشد.

۲- منطقه دوم که همان جبهه احتراق است و در آن کک که قبلاً به درجه حرارت اشتعال رسیده با اکسیژن هوا ترکیب شده و حرارت زیادی آزاد می‌کند. بطوریکه درجه حرارت به ۱۲۰۰ تا ۱۴۰۰ درجه سانتیگراد می‌رسد که باعث ذوب و خمیری شدن اجزاء بار و تسریع واکنش‌های شیمیایی می‌شود.

۳- بعد از ناحیه احتراق، منطقه خشک شدن و پیشگرم شدن مواد قرار دارد. هوایی که از سطوح بالا عبور نموده و گازهای داغ حاصل از سوخت کک و تجزیه کربناتها و سایر مواد در این ناحیه حرارت خود را با بار خام تبادل نموده، باعث خشک شدن و گرم شدن آن می‌شود. ضخامت این ناحیه بیش از ۵۰ میلیمتر نیست و در این قشر نازک، گازها تمامی حرارت خود را از دست داده و از دمای حدود ۱۴۰۰ به ۱۰۰ درجه سانتیگراد می‌رسند. علت این تبادل حرارت بسیار مؤثر، سطح مخصوص بسیار زیاد مواد در این ناحیه است با یک محاسبه ساده معلوم می‌شود که در ضخامت حدود ۴۰ میلیمتر در سطحی به مساحت ۱۲۰۰ سانتیمتر مربع سطح تماس ذرات مواد خام با هوا حدود ۱۵۰۰۰۰ سانتیمتر مربع است (با فرض اینکه تداخل بار ۵۰ درصد و اندازه متوسط دانه ۱ میلیمتر باشد).

۴- منطقه چهارم یا ناحیه بار خام و مرطوب که در زیر منطقه خشک شدن قرار دارد.

۵- منطقه پنجم زیر بستر می‌باشد که از کلوخه برگشتی تشکیل شده است.

در شکل (۳-۳۰) هر یک از مناطق ذکر شده در لحظات مختلف بصورت زیر نشان داده شده است.

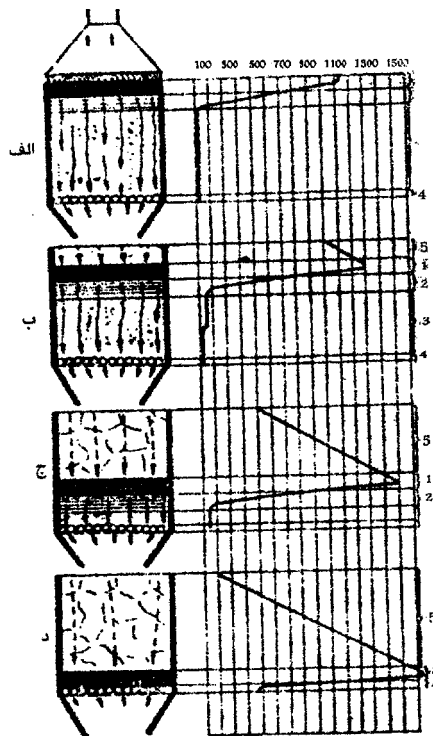
۱- مرحله (الف) اشتعال سطح بار را نشان می‌دهد. جبهه احتراق تشکیل شده و در حال پایین آمدن است و با توجه به منحنی حرارتی مربوطه، دمای سطح بار به حدود ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد رسیده است.

۲- مرحله (ب) ۱ تا ۲ دقیقه بعد از تشکیل جبهه احتراق در سطح بار می‌باشد. در سطح بار قشر کوچکی از کلوخه بوجود آمده است که هنوز کاملاً سرد نشده و دمای آن طبق

منحنی مربوط حدود ۹۰۰ درجه سانتیگراد است. درجه حرارت ناحیه احتراق در این لحظه به ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد رسیده است.

۳- مرحله (ج) ۸ تا ۱۰ دقیقه بعد از شروع پخت می باشد. در این لحظه جبهه احتراق بیش از  $\frac{3}{4}$  ضخامت بار را طی کرده است و قشر بزرگی از کلوخه آماده در بالا تشکیل شده است، دمای ناحیه احتراق نیز افزایش یافته و به ۱۴۰۰ سانتیگراد رسیده است.

۴- مرحله (د) پایان عمل کلوخه شدن را نشان می دهد. در این موقع جبهه احتراق به قشر زیر بستر رسیده است و بیشترین درجه حرارت (حدود ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد) را پیدا کرده است. کیک کلوخه در قسمتهای سطحی بلوری شده است و با یک شیب حرارتی دمای آن از حدود ۲۰۰ درجه سانتیگراد در سطح تا ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد در پایین بستر تغییر می کند.



شکل ۳-۳۰: برش طولی منطقه پخت و تغییرات درجه حرارت آن از بالا به پائین در هنگام پخت و

بعد از آن [۲۵]

با توجه به نمودارهای حرارتی شکل (۳-۳۰)، تبادل حرارت بین هوای سرد و لایه گرم کلوخه خیلی کمتر از تبادل حرارت بین هوای گرم و لایه بار خام می‌باشد بطوریکه، درجه حرارت گازهای گرم که از میان لایه‌های مواد خام عبور نموده تا ۱۰۰ درجه سانتیگراد کاهش می‌یابد، در حالیکه دمای کلوخه حتی پس از پایان عملیات، بطور متوسط در حدود ۷۰۰-۵۰۰ درجه سانتیگراد است. موضوع دیگری که از منحنی‌های حرارتی شکل (۳-۳۰) استنباط می‌شود، متفاوت بودن قسمتهای سطحی و پایین کلوخه از نظر درجه حرارت کلوخه شدن و سرعت سرد شدن است. برای بررسی توازن حرارتی در منطقه احتراق، می‌توان کلیه انرژی‌های ورودی و خروجی را در یک زمان معین، بصورت زیر تقسیم‌بندی کرد:

**الف) انرژی‌های ورودی که شامل موارد زیر است:**

$Q_1$ : گرمای حاصل از سوختن کربن

$Q_2$ : گرمای حاصل از هوای مصرفی

$Q_3$ : گرمای حاصل از مواد خام

$Q_M$ : حرارت داده شده توسط مشعل

**ب) انرژی‌های مصرف شده که شامل موارد زیر است:**

$Q_4$ : گرمای حاصل از تجزیه آب بلوری مواد مختلف

$Q_5$ : گرمای مصرفی برای تبخیر رطوبت

$Q_6$ : گرمای مصرفی برای تجزیه آهک

$Q_7$ : گرمای مصرفی به منظور ذوب برخی از مواد

$Q_8$ : گرمای موجود در کلوخه

$Q_9$ : گرمای خارج شده توسط گازها

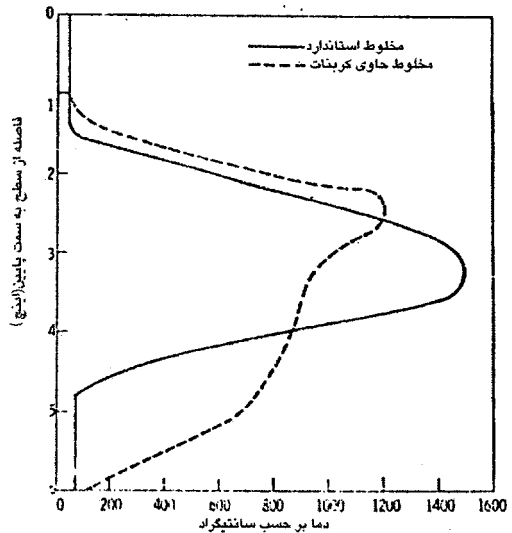
واضح است که مقدار  $Q_M$  مربوط به مرحله آغازین عملیات کلوخه‌سازی است و در لحظات بعدی صفر می‌باشد. در عوض  $Q_3$  در شروع کار بسیار ناچیز است و هر چه منطقه احتراق بطرف پایین بیاید مقدار  $Q_3$  نیز افزایش می‌یابد. در جدول (۳-۱۸)، نمونه‌ای از نتیجه توازن حرارتی در تمامی لایه‌های کلوخه نشان داده شده است. این اعداد می‌توانند ایده‌ای از چگونگی توزیع حرارت را نشان دهد.

دمای منطقه احتراق به عوامل مختلف زیر بستگی دارد:

۱- مقدار و دانه بندی سنگ آهک: تجزیه سنگ آهک که در حدود ۸۰۰ درجه سانتیگراد انجام می شود گرماگیر است. لذا افزایش مقدار سنگ آهک در بار ورودی، باعث کاهش درجه حرارت می شود. همچنین  $CO_2$  حاصل از تجزیه سنگ آهک مقداری از حرارت را با خود خارج می کند. بنابراین با افزایش مقدار سنگ آهک، منحنی تغییرات دمایی فرآیند کلوخه سازی به کلی تغییر می کند. شکل (۳-۳۱) چگونگی تغییرات دمایی منطقه احتراق را برای دو نمونه کلوخه، با و بدون کربنات، نشان می دهد. با توجه به شکل (۳-۳۱) مشخص است که با افزودن کربنات به بار، بیشینه دما کاهش یافته و جبهه احتراق گسترش می یابد (پهنای بیشتری پیدا می کند). افزایش میزان رطوبت در بار کلوخه نیز می تواند اثر مشابهی روی تغییرات دمایی داشته باشد.

جدول ۳-۱۸: نمونه ای از توازن حرارتی مواد خام کلوخه سازی که دارای آهک است [۲۵]

| درصد عمومی مقدار حرارت | کیلو کالری / کیلو گرم کلوخه | تولید و مصرف حرارت                          |
|------------------------|-----------------------------|---|
| ۷۷                     | ۲۷۶/۱۶                      | محل تولید حرارت                             |
| ۵/۷                    | ۲۰/۲۴                       | احتراق کربن تبدیل به $CO_2$                 |
| ۱۱/۲                   | ۴۰/۰                        | احتراق کربن تبدیل به CO                     |
| ۰/۸                    | ۳/۰۲                        | روشن کردن                                   |
| ۲/۷                    | ۹/۸۱                        | درجه حرارت هوای ورودی ( $20^{\circ}C$ )     |
| ۲/۶                    | ۹/۴۰                        | گرمای مواد خام ( $60^{\circ}C$ )            |
|                        |                             | بوجود آمدن الیومین با کلسیم و کلسیم سیلیکات |
| ۲۶/۵                   | ۹۴/۸۷                       | محل مصرف حرارت                              |
| ۲۷/۸                   | ۱۰۰/۰۶                      | حرارت کلوخه آماده                           |
| ۱۶/۴                   | ۵۸/۷۳                       | تبدیل اکسیدها                               |
| ۱۶/۴                   | ۵۸/۷۳                       | تبخیر رطوبت در مواد خام                     |
| ۵                      | ۱۷/۹۰                       | تبدیل کربناتها در مواد خام                  |
| ۸                      | ۲۸/۷۵                       | خارج کردن حرارت از گاز                      |
|                        |                             | سوختهای تلف شده دیگر                        |
| ۱۰۰/۰                  | ۳۵۸/۶۳                      | جمع   |



شکل ۳-۳۱: تغییر درجه حرارت در کلوخه برای دو مخلوط مختلف [۲۴]

۲- مقدار و دانه بندی کک مصرفی: کک هرچه اندازه کوچکتری داشته باشد (ریزتر باشد) سریعتر محترق گشته و باعث افزایش درجه حرارت در ناحیه احتراق می شود. با مراجعه به شکل (۳-۱۵) این مورد مشخص می شود. برای دو نمونه کلوخه با درصد کک مساوی با وجود اینکه کل حرارت آزاد شده در ناحیه احتراق (سطح زیر منحنی) یکسان است، اما در نمونه دارای کک دانه ریز دمای بالاتری حاصل می شود. در قسمت بعد مشاهده می شود که حداکثر دما و گستردگی ناحیه احتراق تا چه حد بر روی محصول نهایی مؤثر است. در رابطه با مقدار کک ذکر این نکته ضروری است که افزایش مقدار کک در بار کلوخه سازی باعث افزایش تشکیل فازهای سرباره ای مذاب می گردد که این مسئله باعث کاهش نفوذپذیری بار، بخصوص در مراحل انتهایی کلوخه سازی می گردد. در برخی از کشورها از روشهای پیش آگلمرر کردن مواد ریزدانه برای بهبود عمل کلوخه سازی استفاده شده است.

۳- مواد برگشتی دارای ترکیب شیمیایی کلوخه آماده است و واکنش های گرماگیر در آن رخ نمی دهد. مضافاً اینکه چنانچه بصورت گرم اضافه شود مقداری پتانسیل حرارتی

نیز با خود دارد. بنابراین افزایش مواد برگشتی می‌تواند به میزان قابل ملاحظه‌ای درجه حرارت ناحیه احتراق را افزایش دهد.

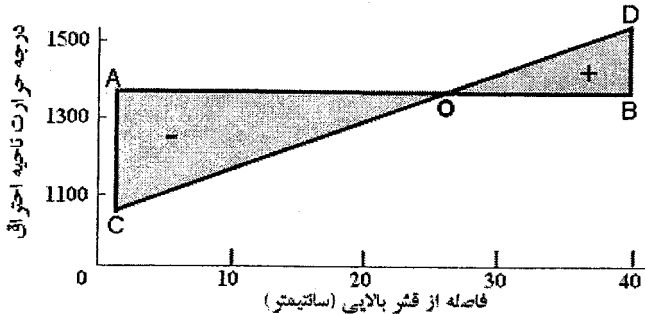
۴- فاصله احتراق تا بستر. همچنانکه در شکل (۳-۳۰) مشاهده شد هرچه ناحیه احتراق بطرف پایین برود، بعلت استفاده از گرمای لایه‌های بالا، درجه حرارت آن نیز افزایش می‌یابد، بطوریکه اختلاف دمای ناحیه احتراق در بالا و پایین بستر می‌تواند ۲۰۰ تا ۳۰۰ درجه سانتیگراد باشد.

### ۳-۱۱-۵-۱) بررسی کلوخه آماده از نظر حرارتی و ناحیه پخته شدن

همانطور که گفته شد درجه حرارت منطقه احتراق یا کلوخه شدن در لایه‌های بالایی کلوخه کمتر از قسمت‌های پایین است، در نتیجه کلوخه در مناطق بالایی استحکام پایین تری دارد. این اثر با سرد شدن سریع قسمت‌های سطحی کلوخه مضاعف می‌شود. قشر بالایی کلوخه بلافاصله پس از پخته شدن توسط هوا سرد می‌شود و فرصت تبلور پیدا نمی‌کند و به صورت آمرف منجمد می‌شود که این امر باعث کاهش استحکام آن می‌شود. تجربه نشان داده است که قسمت عمده مناطق سطحی کلوخه‌های برگشتی، دارای مواد آمرف است. از طرفی قسمت‌های زیرین کیک کلوخه بعلت اینکه در درجه حرارت بالاتری ایجاد شده است، استحکام بیشتری دارد. ولی بعلت اینکه درصد بیشتری از مواد بصورت مذاب درآمده و ترکیبات جدیدی که ایجاد شده است، احیاپذیری خوبی ندارد. لذا باید تا حد ممکن اختلاف دمایی را در مقطع کلوخه از بین برد.

در شکل (۳-۳۲) خط COD تغییرات دمای احتراق را در طول ضخامت قشر کلوخه نشان می‌دهد و خط AOB نشانگر دمای متوسط موردنیاز برای کلوخه شدن است. مثلث‌های AOC و BOD به ترتیب کمبود و ازدیاد انرژی حرارتی را در قسمت‌های بالا و پایین کیک کلوخه نشان می‌دهد. تلاش پژوهشگران اینست که این دو مثلث تا حد امکان کوچکتر شوند. یک راه حل، افزایش درصد کک در قشر بالایی بستر کلوخه و کم کردن آن در سطوح پایین تر است. با این روش که در بیشتر کارگاه‌های کلوخه‌سازی استفاده می‌شود، می‌توان تا حدی بر مشکل فوق فائق آمد اما باز هم مشکل سرد شدن سریع سطح کلوخه باقی می‌ماند. برای رفع این مشکل نیز تعدادی مشعل‌های فرعی در قسمت‌هایی از سیستم کلوخه‌سازی پیش‌بینی شده است. بطوریکه بجای عبور هوای سرد از میان لایه

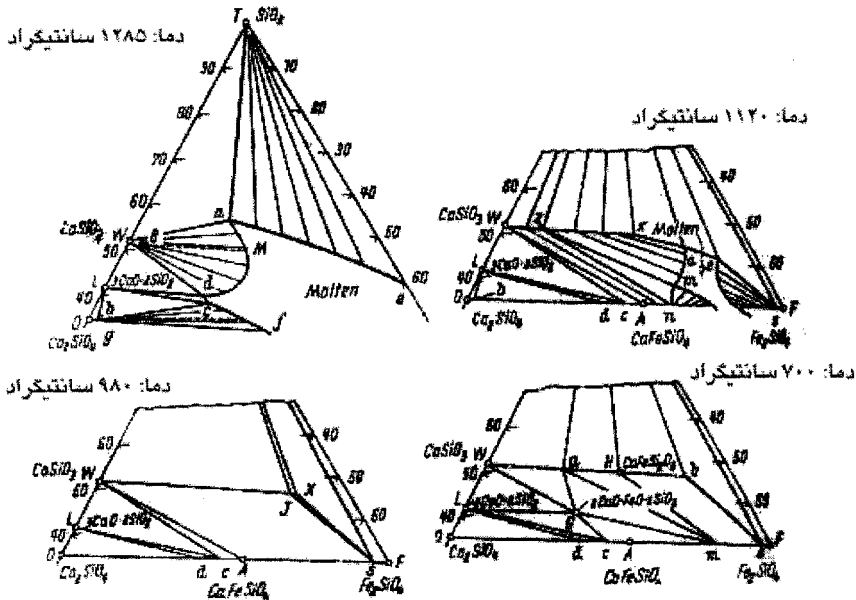
بالایی کیک کلوخه، هوای گرم مکیده می‌شود این کار مزایای دیگری نیز دارد که در قسمت فعل و انفعالات شیمیایی راجع به آن بحث خواهد شد.



شکل ۳-۳۲: تغییرات دمای ناحیه احتراق در طول ضخامت قشر کلوخه [۲۵]

### ۳-۱۱-۶) بررسی سیستم سه تایی $CaO-SiO_2-FeO$ و تعادل در کلوخه‌سازی

بعلت اهمیت خاصی که واکنش‌های شیمیایی بین ترکیبات بالا در کلوخه‌سازی دارد لازم است که این سیستم سه تایی کاملاً مورد بررسی قرار گیرد. در شکل (۳-۳۳) نمودار تعادلی سیستم سه تایی  $CaO-SiO_2-FeO$  برای دماهای ۱۱۲۰ و ۱۲۸۵ درجه سانتیگراد (درجه حرارت‌های ناحیه احتراق) و ۷۰۰ و ۹۸۰ درجه سانتیگراد (ناحیه پیشگرم شدن و تجزیه کربنات‌ها در کلوخه‌سازی) نشان داده شده است [۱۳، ۱۰]. (نمودار تعادلی سیستم سه تایی  $CaO-SiO_2-FeO$  در پیوست (۱) کتاب آمده است). با توجه به شکل، در دمای ۱۲۸۵ درجه سانتیگراد بر اساس ترکیب شیمیایی کلوخه (در صد  $CaO$  و  $SiO_2$  یا به عبارت دیگر بازیسیته کلوخه)، فازهای ولاستونیت  $CaO \cdot SiO_2 = CaSiO_3$ ،  $Ca_2SiO_4$ ،  $Ca_3SiO_5$ ، دی‌کلسیم سیلیکات و یا فاز میانی  $3CaO \cdot 2SiO_2$  ممکن است تشکیل شود. در این دما، ترکیبات آهن دار بصورت مذاب هستند. در دمای ۱۲۱۰ درجه سانتیگراد، اولین بلورهای فایالیت (سیلیکات آهن) تشکیل می‌شود. با کاهش دما، قابلیت جایگزینی آهن در شبکه ولاستونیت افزایش می‌یابد، همچنین حلالیت فایالیت در سیلیکات کلسیم بیشتر می‌شود و به بیشترین مقدار خود (حدود ۱۰ درصد) در دمای ۱۲۳۰ درجه سانتیگراد می‌رسد.



شکل ۳-۳۳: قسمتهایی از سیستم سه تایی  $\text{CaO-SiO}_2\text{-FeO}$  در دماهای گوناگون [۱۰]

حل شدن سیلیکات آهن در سیلیکات کلسیم اهمیت زیادی دارد، زیرا سیلیکات کلسیم یک فاز ناپایدار است و با حل شدن فایالیت در آن پایداری کلوخه افزایش می‌یابد. بنابراین افزایش حلالیت فایالیت یک مزیت برای پایداری کلوخه‌ها است. ولاستونیت نیز همانطور که گفته شد با کاهش درجه حرارت می‌تواند درصد بیشتری از آهن را در شبکه خود جای دهد و این مقدار در دمای ۹۷۰ درجه سانتیگراد به بیشترین مقدار، یعنی حدود ۷۰ درصد سیلیکات آهن می‌رسد. با کاهش بیشتر دما، ترکیبات بلوری تشکیل شده تجزیه و ترکیبی بنام هدنبرگیت<sup>۱</sup>  $\text{CaFeSi}_2\text{O}_6$  از آن جدا می‌شود [۷، ۱۰، ۱۴].

در دمای ۱۱۳۰ درجه سانتیگراد، منطقه مذاب همگن، بین دو سطح اشباع شده از فازهای  $\text{CaFeSiO}_4$ ،  $\text{Fe}_2\text{SiO}_4$  و  $(\text{Ca.Fe})\text{SiO}_3$  بسته می‌شود. در دماهای کمتر از ۱۱۲۰ درجه سانتیگراد، منحنی‌های مذاب فایالیت و اولیوین<sup>۲</sup> کلسیم - آهن ( $\text{CaFeSiO}_4$ ) به

1- Hedenbergite  
2- Olivin

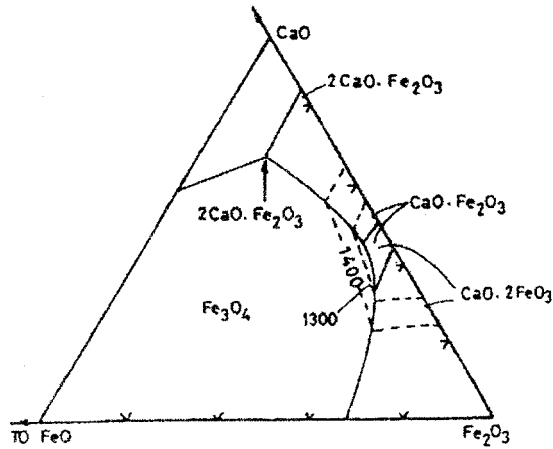
یکدیگر می‌رسند و فاز مذاب حذف می‌شود. در این حالت بلورهایی که ترکیب شیمیایی آنها از  $Fe_7SiO_4$  تا  $CaFeSiO_4$  متغیر است، تشکیل می‌شود. در دماهای پایین‌تر (۷۰۰ درجه سانتیگراد)،  $2CaO \cdot FeO \cdot 2SiO_2$  بوجود می‌آید.

با افزایش مقدار آهک در مخلوط شارژ کلوخه علاوه بر انواع سیلیکات‌ها که توضیح داده شد، ترکیباتی براساس سیستم سه‌تایی  $Fe_2O_3-FeO-CaO$  نیز ممکن است ایجاد شود. این سیستم توسط فلیس<sup>۱</sup> بررسی شده است [۱۰]. شکل (۳-۳۴-الف، ب) به ترتیب نمودار سه‌تایی سیستم  $Fe_2O_3-FeO-CaO$  و ترکیبات تشکیل شده در این سیستم سه‌تایی را نشان می‌دهد.

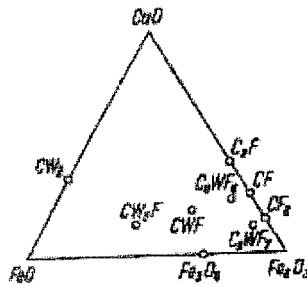
نمودار تعادلی سیستم دو‌تایی  $CaO-Fe_2O_3$  در پیوست (۲) کتاب آمده است. مهمترین ترکیبات سیستم سه‌تایی  $CaO-Fe_2O_3-FeO$ ، دو نوع فریت کلسیم بصورت  $CaO \cdot Fe_2O_3$  و  $2CaO \cdot Fe_2O_3$  است. با توجه به نمودار تعادلی سیستم سه‌تایی  $CaO-Fe_2O_3-FeO$  (شکل ۳-۳۴)، در دماهای ۱۱۸۵ و ۱۱۹۵ سانتیگراد فریت‌های کلسیم مانند  $CaO \cdot 2Fe_2O_3$ ،  $CaO \cdot Fe_2O_3$  و  $CaO$  توسط واکنش حالت جامد بین هماتیت و سنگ آهک می‌تواند تشکیل شود.

سرعت تشکیل فریت‌های کلسیم در حالت جامد بسیار کند می‌باشد و توسط نفوذ کنترل می‌شود. به نظر می‌رسد ضریب نفوذ عوامل مهاجر در مورد  $CaO \cdot 2Fe_2O_3$  بیشترین مقدار و در مورد  $CaO \cdot Fe_2O_3$  کمترین مقدار است. در فرآیندهای صنعتی تولید کلوخه، تشکیل مقدار قابل ملاحظه‌ای از فریت‌های کلسیم در فاز جامد بعید بنظر می‌رسد. در این حالت بدون شک واکنش همراه با رسوب سازنده‌های مذاب خواهد بود.

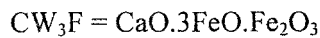
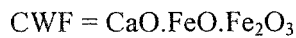
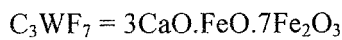
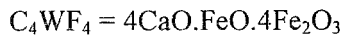
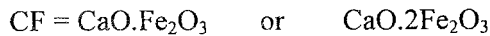
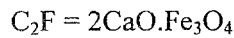
پایین‌ترین درجه حرارت ذوب در سیستم  $CaO \cdot Fe_2O_3$  کمی بیشتر از ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد است، در صورتیکه در سیستم سه‌تایی  $Fe_2O_3-FeO-CaO$  یعنی در شرایط احیاکننده فرآیندهای صنعتی تولید کلوخه، پایین‌ترین درجه حرارت کمتر از ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد است. لذا سازنده‌های این سیستم یکی از مهمترین فازهای عامل اتصال در کلوخه‌سازی می‌باشند.



(الف)



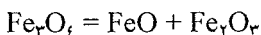
(ب)



شکل ۳-۲۴: الف) سیستم سه تایی  $Fe_2O_3-FeO-CaO$ ، ب) ترکیبات کلی که در سیستم سه تایی  $Fe_2O_3-FeO-CaO$  تشکیل می شود [۲۸،۱۰]

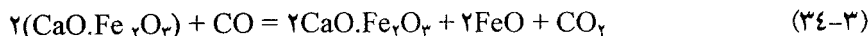
پژوهشها نشان داده است اکسید کلسیم نقش بسیار مهمی در فرآیند کلوخه‌سازی دارد. زیرا هنگام کلوخه‌سازی به سادگی با اکسیدهای آهن ترکیب شده و فریت‌های کلسیم و فازهای معدنی تولید می‌کند که روی کیفیت نهایی کلوخه تأثیر می‌گذارد. در گذشته تصور می‌شد که فریت کلسیم به صورت سیستم‌های ساده  $\text{CaO-Fe}_2\text{O}_3$  و  $\text{CaO-FeO-Fe}_2\text{O}_3$  در کلوخه کانه‌های آهن موجود است اما آزمایشهایی انجام شده توسط هانکارت<sup>۱</sup>، منجر به کشف فریت‌های ناخالص در کلوخه‌ها شد. آزمایشهای بعدی هانکارت، ترکیب شیمیایی فریت‌های پیچیده موجود در کلوخه‌ها را مشخص کرد. پژوهشها و آنالیزهای آزمایشگاهی، فرمول شیمیایی فریت‌های کلسیم موجود در کلوخه‌های کانه‌های آهن را به صورت  $(a\text{Fe}_2\text{O}_3-b\text{SiO}_2-c\text{Al}_2\text{O}_3-d\text{CaO})$  که  $(a + b + c = 12)$  تعیین کرده است [۳۴]:

بطور کلی فعالیت اکسیدهای آهن وقتی با سازنده‌های دیگر ترکیب می‌شوند، کاهش می‌یابد. مثلاً اکتیویته  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  در فریت دی کلسیم  $\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  آنقدر افت می‌کند که در هنگام احیاء، ترکیب فوق مستقیماً به آهن احیاء می‌شود. با کم شدن اکتیویته اکسید آهن، نسبت  $\text{CO}_2$  به  $\text{CO}$  برای احیاء اکسید، کاهش چشمگیری می‌یابد. از آنجا که برای پیشرفت احیاء نسبت  $\text{CO}_2$  به  $\text{CO}$  در گاز احیاکننده باید کمتر از مقدار تعادلی باشد، ایجاد مجموعه‌هایی از اکسید آهن و دیگر سازنده‌های کلوخه مثل آهک یا سیلیس بر مصرف گازهای احیاکننده تأثیر می‌گذارد. جابجا شدن خط تعادلی همچنین می‌تواند بر روی سرعت احیاء تأثیر بگذارد. زیرا سرعت نفوذ واکنش‌های مرزی فازها بطور کلی با اختلاف ترکیب واقعی گازهای احیاکننده و ترکیب تعادلی آنها بستگی دارد. تغییر نسبت  $\text{CO}_2$  به  $\text{CO}$  در حالت تعادلی، وقتی که اکسیدهای آهن با آهک و سیلیس ترکیب شوند، در شکل (۳-۳۵) نشان داده شده است. با توجه به شکل مشخص می‌شود هنگامیکه سیلیس یا آهک به هماتیت افزوده می‌شود، پلهٔ مربوط به تشکیل مگنتیت در هنگام احیاء حذف می‌شود. افزایش مقدار سیلیس منجر به تشکیل فایالیت در هنگام احیاء می‌شود که باعث کاهش اکتیویته  $\text{FeO}$  به مقدار قابل ملاحظه‌ای می‌گردد بطوریکه دیگر امکان تشکیل مگنتیت براساس واکنش (۳-۳۳) وجود ندارد [۱۰].

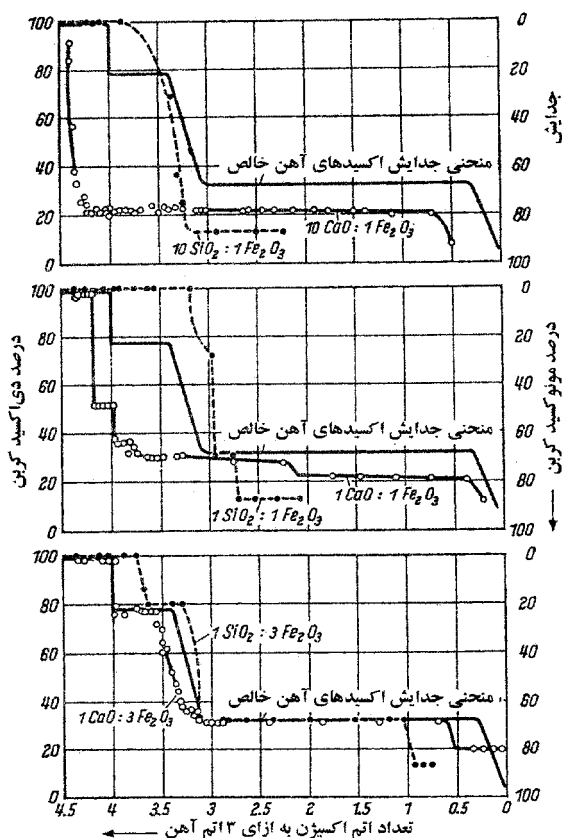
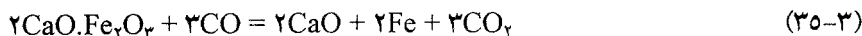


(۳-۳۳)

به همین ترتیب در پلهٔ مربوط به احیاء وستیت، تشکیل سیلیکات باعث می‌شود بازدهی گازهای احیاکننده افت کند (درصد بیشتری از CO در گاز مورد نیاز باشد). اولین مرحله تجزیهٔ مخلوط CaO و  $Fe_2O_3$  به نسبت یک به یک، براساس واکنش (۳-۳۴) رخ می‌دهد [۱۰]:



دومین مرحله، احیاء وستیت تولید شده در واکنش (۳-۳۴) است و آخرین مرحله، احیاء فریت دی کلسیم براساس واکنش (۳-۳۵) می‌باشد [۱۰].



شکل ۳-۳۵: منحنی‌های تعادلی احیاء برای مخلوط‌های مختلف اکسید آهن [۱۰]

مراحل احیاء مخلوط حاوی یک مول  $\text{CaO}$  و سه مول  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  که غنی از اکسید آهن است، تفاوتی با احیاء اکسید آهن خالص دارد. در قسمتهای قبل بیان شد هنگامیکه اکسید آهن با یک ترکیب دیگر مثل اکسید کلسیم (آهک) یا سیلیس ترکیب شود، نسبت  $\text{CO}_2$  به  $\text{CO}$  برای احیاء ترکیب جدید با حالت اکسید خالص تفاوت دارد. این تفاوت را می توان از روابط (۳۶-۳) و (۳۷-۳) محاسبه نمود [۱۰].

$$n(\text{O}) \log\left(\frac{K}{K^*}\right) = \frac{\Delta G^\circ}{(2/3RT)} \quad (36-3)$$

$$\Delta G^\circ = RT \ln\left(\frac{K}{K^*}\right) \quad (37-3)$$

در روابط (۳۶-۳) و (۳۷-۳)،  $n(\text{O})$  تعداد اتم اکسیژنی است که در فعل و انفعال احیاء از یک مولکول اکسید خارج می شود و  $K^*$  نسبت  $\text{CO}_2$  به  $\text{CO}$  برای برقراری تعادل اکسید خالص با اکسید پایین تر آن (مثلاً هماتیت و مگنتیت) و  $K$  نسبت  $\text{CO}_2$  به  $\text{CO}$  است وقتی اکسید همراه با یک سازنده دیگر باشد.  $\Delta G^\circ$  عبارتست از انرژی آزاد واکنش بین اکسید آهن و سازنده همراه آن. بعنوان مثال اگر  $n(\text{O})=1$  باشد و در ۹۰۰ درجه سانتیگراد ترکیبی از اکسید آهن با ماده ای دیگر با انرژی آزاد ۲۰/۹- تا ۱۶/۷۴- کیلوژول (۵- تا ۴- کیلو کالری) تشکیل شود، نسبت  $\text{CO}_2$  به  $\text{CO}$ ، ده برابر کوچکتر خواهد شد. از آنجا که در کلوخه پراکنده سازی سازنده های مختلف یکنواخت نیست و ممکن است عناصر و ترکیباتی مانند آلومین مشتقات جدیدی را تشکیل دهد، لذا همیشه فاز تشکیل شده را نمی توان به ترکیب کلی کلوخه نسبت داد.

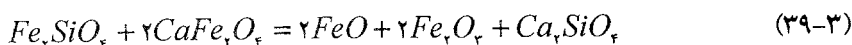
بعلا سرعت زیاد گرم و سرد شدن در کلوخه و زمان کوتاهی که در آن درجه حرارت لازم برای واکنش تأمین می شود، مسیرهای نفوذ محدود می شود و لذا نواحی واکنش نیز به نواحی کوچک و نزدیک اطراف بلورها و دانه های مخلوط کلوخه محدود می شود. همچنین از تبلور مجدد واکنش های تعادل در هنگام سرد کردن به میزان زیادی جلوگیری می شود. گذشته از فازهای شرح داده شده، بلورهای کمپلکس و مخلوط نیز ممکن است در کلوخه بوجود آید. نوع فازهای تولید شده به مقدار مواد باطله موجود در کلوخه بستگی ندارد اما به نوع این فازها وابسته است. بدیهی است برای انجام فعل و انفعال یکنواخت باید سازنده های کلوخه کاملاً نرم باشند.

تشکیل همزمان سیلیکاتهای حامل آهن و فریت کلسیم در کلوخه‌سازی صنعتی نشان می‌دهد که تعادل واقعی بدست نمی‌آید. لذا اطلاعات ترمودینامیکی برای فازهای ایجاد شده بدرستی مشخص نیست و فقط می‌توان برای شرایط واقعی تعادل آنرا تخمین زد. مثلاً واکنش (۳-۳۸) در دمای ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد انرژی آزاد حدود ۱۶۳- کیلوژول (۳۹-۳- کیلوکالری) دارد:



بنابراین، این واکنش باید فقط در جهت نشان داده شده پیش رود حتی اگر اکتیویته اکسید آهن در فاز سیلیکات با تشکیل بلورهای مخلوط کاهش یابد.

تحت شرایط احیاکننده، فایالیت با فریت کلسیم طبق واکنش (۳-۳۹) ترکیب می‌شود [۱۰].



مقاومت مکانیکی کمی که اکثر اوقات در کلوخه‌هایی با بازیسته بین ۱ و ۱/۵ مشاهده می‌شود بعلت واکنش فوق و کم شدن سیلیکاتهای شیشه‌ای است که بعنوان اتصال عمل می‌کنند. همچنین بعلت افزایش مقدار  $\beta Ca_pSiO_p$  است که در هنگام سرد شدن تغییر ساختمان کریستالی می‌دهد و مقاومت مکانیکی را کم می‌کند. در بازیسته بالاتر فریت کلسیم سوزنی شکل رسوب می‌کند که باعث اتصال دانه‌های مجاور شده و مقاومت مکانیکی را بالا می‌برد. میزان قابلیت احیاء و مقاومت مکانیکی فازهای مختلف تشکیل شده در هنگام کلوخه‌سازی و نیز کانه‌های هماتیت و مگنتیت در جدول (۳-۱۹) آمده است. با مشاهده جدول معلوم می‌شود که فریت منو کلسیم و اولوین ( $x=0/5$ ) قویترین پیوندها را دارند.

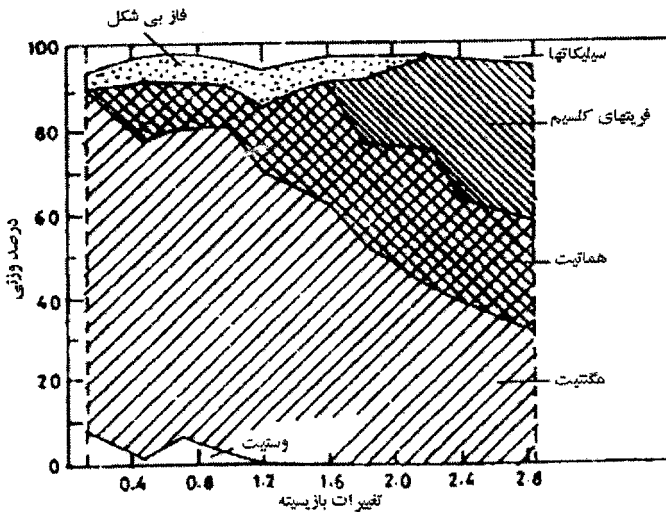
### ۳-۱۱-۱) اثر بازیسته بر کیفیت کلوخه تولیدی

ترکیب شیمیایی کلوخه تولیدی تابع ترکیب شیمیایی بار اولیه، کمک ذوبها، مقدار سوخت مصرفی و رژیم پخت است. بر این اساس کلوخه نهایی ممکن است اسیدی، بازی یا خنثی باشد. نسبت اکسید کلسیم به سیلیس بعنوان یک شاخص مهم در تعیین کیفیت کلوخه استفاده می‌شود. شکل (۳-۳۶) ارتباط بین فازهای مختلف تشکیل شده را در

کلوخه‌هایی با خواص بهینه با تغییرات بازیسته ( $CaO/SiO_2$ ) در حضور مقادیر کم اکسید آلومینیم (۱/۵ درصد) و اکسید منیزیم (۰/۵ درصد) نشان می‌دهد. کلوخه‌های اسیدی بازیسته کمتر از ۰/۵ دارند. هنگامیکه مقدار آهک بسیار کم است ساختار اصلی فایالیت است. فایالیت دمای ذوب کمی دارد (۱۲۱۰ درجه سانتیگراد). هنگامیکه مقدار سیلیس و کک بار زیاد باشد، مقدار مذاب تولید شده در کلوخه افزایش یافته در نتیجه کلوخه حاصل پس از سرد شدن استحکام بالایی دارد ولی احیاءپذیری آن کم است. با کاهش مقدار سیلیس و کک کلوخه، خواص مکانیکی ضعیف در عوض احیاءپذیری افزایش می‌یابد.

جدول ۳-۱۹: مقایسه احیاءپذیری و استحکام فازهای مختلف تشکیل شده در هنگام کلوخه‌سازی [۲۴،۷]

| نوع ماده                      | مقدار تنش لازم برای خرد کردن<br>(کیلوگرم بر میلیمتر مربع) | احیاءپذیری<br>(واحد دلخواه) |
|-------------------------------|---|-----------------------------|
| هماتیت طبیعی                  | ۲۶/۷  | ۴۹/۹                        |
| مگنتیت طبیعی                  | ۳۶/۹  | ۲۶/۷                        |
| فریت مونوکلسیم                | ۳۷  | ۴۰/۱                        |
| فریت دی کلسیم                 | ۱۴/۲  | ۲۸/۵                        |
| فایالیت                       | ۲۰  | ۱                           |
| فایالیت به همراه مگنتیت       | ۲۶  | ۱۳/۲                        |
| اولوین<br>$Ca_xFe_{2-x}SiO_4$ | $x = ۰/۵$   | ۲/۱                         |
|                               | $x = ۰/۲۵$  | ۲/۷                         |



شکل ۳-۳۶: ارتباط فازهای مختلف موجود در کلوخه با تغییرات بازیسته [۷]

نتایج پژوهشها نشان داده است افزایش مقدار اکسید منیزیم در کلوخه، سرعت کلوخه‌سازی را کاهش می‌دهد. همچنین استحکام کلوخه و احیاءپذیری آن کاهش می‌یابد [۳۵]. نتایج پژوهشی دیگر نشان داد هنگامیکه مواد گدازآور موجود در کلوخه مقدار کمتری سیلیس، بازیسته بالا و مقدار کمتری اکسید منیزیم داشته باشند، تأثیرات زیان‌آور بر خواص نهایی کلوخه کاهش می‌یابد [۳۶].

تلاشهای متعددی برای تولید کلوخه با میزان کم سیلیس انجام شده است. زیرا احیاء سیلیس نرخ مصرف سوخت کوره بلند را افزایش می‌دهد. در روشهای متداول تولید کلوخه دارای مقدار کم سیلیس، از سنگهای سیلیسی ریز و خرد شده استفاده می‌شود تا مقدار مفید سیلیس را تعیین کنند. در این روش، شاخص (RDI) بهتر می‌شود اما بهبود محسوسی در احیاءپذیری رخ نمی‌دهد. در کارخانه فولاد کوبه<sup>۱</sup> ژاپن، تلاشهایی برای کاهش مقدار سیلیس همراه با افزایش احیاءپذیری انجام شده است. این کار با استفاده از کانه‌های هماتیتی یا لیمونیتی به عنوان ذرات هسته‌زا، کانه‌های ریز با مقدار کم سیلیس و آلومین بعنوان مواد چسبنده در مخلوط کلوخه همچنین با افزایش بازیسته و مقدار اکسید

منیزیم کلوخه انجام شده است. هدف آنها، رسیدن به بازده کم و افزایش (RDI) بود. از سال ۱۹۸۶ کوره بلند شماره ۳ کارخانه فولاد کوبه، از کلوخه‌های کم سیلیس (دارای ۴/۹ درصد سیلیس) استفاده می‌کند [۳۷].

در هر حال، انتخاب مقدار سیلیس و کک کلوخه برای رسیدن به یک حالت بهینه اهمیت زیادی دارد. معمولاً بالاتر بودن مقدار هماتیت (میزان یون آهن سه ظرفیتی) و پایین بودن مقدار مگنتیت یا وستیت (یون آهن دو ظرفیتی) در کلوخه سبب افزایش احیاپذیری می‌گردد. بطور کلی مهمترین دلایل کاهش احیاپذیری در کلوخه‌های اسیدی عبارتند از:

- ۱- کاهش ضریب اکتیویته FeO در فایالیت.

- ۲- بسته شدن حفره‌ها توسط سرباره مذاب تشکیل شده.

- ۳- کاهش درجه اکسایش، بدین معنی که نسبت یون آهن سه ظرفیتی به یون آهن دو ظرفیتی کم می‌شود. با افزایش این نسبت مقدار هماتیت بیشتر می‌شود در نتیجه احیاپذیری بهبود می‌یابد.

در کلوخه‌های خنثی، بازیسته در حدود یک است. با افزودن آهک، فاز فایالیت کاهش یافته و سیلیکاتهای کلسیم به همراه مقداری از فریت‌های کلسیم پدیدار می‌شوند. با افزایش بازیسته، حجم سرباره افزایش می‌یابد و سیلیکاتهای کریستالی توسط فازهای شیشه‌ای جایگزین می‌شوند. در این حالت استحکام کاهش و احیاپذیری افزایش می‌یابد. در نسبت بازیسته ۱/۲، فریت‌های کلسیم تشکیل شده و در نسبت‌های ۱/۶-۱/۴ بلورهای  $\beta\text{Ca}_7\text{SiO}_4$  بوجود می‌آید [۷]. در این حالت استحکام کلوخه حداقل است. این مسئله بدلیل انبساط حجمی در اثر تغییر فاز سیلیکات دی کلسیم بتا ناشی از سرد شدن است که در مورد آن قبلاً بحث شد. با افزایش بازیسته به ۱/۴ و بالاتر، زمینه شیشه‌ای توسط سیلیکات کلسیم و فریت‌ها جایگزین می‌گردد که پیوندهای حاصل موجب افزایش استحکام کلوخه می‌شود. زیرا رسوبهای فریت کلسیم سوزنی شکل، ذرات کلوخه را در کنار یکدیگر قرار می‌دهند. در این حالت، احیاپذیری هم افزایش می‌یابد. بدلیل پیوندهای قوی ایجاد شده توسط فریتها، مقدار سوخت کمتری برای دستیابی به استحکام مشابه برای کلوخه‌های آهکی در مقایسه با کلوخه‌های اسیدی لازم است. علت افزایش احیاپذیری کلوخه‌های بازی هنوز معلوم نیست اما ممکن است تحت تأثیر عوامل زیر باشد:

- ۱- افزایش مقدار آهک، مقدار سیلیکاتهای حاوی آهن را کاهش داده این امر موجب تشکیل ترکیبات سیلیکات کلسیم می‌شود. در نتیجه وستیت از سیلیکاتها جدا شده و ضریب اکتیویته آن بالا می‌رود.
  - ۲- اکسید آهن و فریتهای غنی از آهن در ابتدا به FeO سپس به  $2CaO \cdot Fe_2O_3$  احیاء می‌شوند. در نهایت گاز احیاکننده با فریت کلسیم واکنش می‌دهد.
  - ۳- فریت که از واکنش وستیت با آهک آزاد تشکیل می‌شود قابلیت انجام واکنش (راکتیویته) بالایی دارد و سریع احیاء می‌شود.
- شکل (۳-۳۷) روند کاهش استحکام کلوخه با افزایش نسبت بازیسته را نشان می‌دهد. جدول (۳-۲۰) بطور خلاصه تغییرات فازی صورت گرفته را هنگامیکه بازیسته کلوخه تغییر می‌کند، نشان می‌دهد.

### ۳-۱۱-۶-۲ اثر FeO بر کیفیت کلوخه تولیدی

یکی از عوامل مهم در کلوخه‌سازی مقدار FeO در محصول نهایی می‌باشد. آهن دو ظرفیتی در کلوخه از دو جنبه کنترل‌کننده کیفیت کلوخه است. اول اینکه حضور FeO باعث لحاظ ایجاد ترکیباتی با نقطه ذوب کم (مانند فایالیت) عامل اتصال ذرات است و باعث استحکام کلوخه می‌شود. دوم اینکه FeO در ترکیب با سیلیس و تشکیل فاز مذاب فایالیت، مقداری از مگنتیت را در خود حل نموده و فازی با احیاءپذیری کم بوجود می‌آورد. این فاز در مراحل نهایی کلوخه‌سازی نیز اکسید نشده و تا پایان عملیات باقی می‌ماند. کاهش احیاءپذیری کلوخه باعث مصرف زیادتر کک در کوره بلند و افزایش هزینه می‌شود. بنابراین FeO از طرفی عامل تضمین‌کننده استحکام و از طرف دیگر عامل کاهش احیاءپذیری کلوخه است. بنابراین، بایستی در تولید کلوخه یک حد بهینه برای FeO بدست آورد تا ضمن دستیابی به استحکام کافی، احیاءپذیری هم قابل قبول باشد. حد بهینه FeO تابع عوامل متعددی از جمله نوع سنگ آهن مصرفی (هماتیتی یا مگنتیتی)، ناخالصی‌های موجود در سنگ آهن، نوع و مقدار افزودنی‌های کلوخه و دانش فنی کلوخه‌سازی (بخصوص ارتفاع بستر) است. به همین جهت در کارخانه‌های مختلف، مقدار بهینه FeO ممکن است از ۵ درصد تا ۱۲ درصد تغییر کند. از میان عوامل مختلفی که بر

میزان FeO کلوخه اثر دارند، میزان کک کلوخه و ضخامت بستر ماشین کلوخه‌سازی از مهمترین آنها می‌باشند که در ادامه اثر آنها به اختصار تشریح می‌شود:

#### الف) اثر ضخامت بستر ماشین کلوخه‌سازی

همانطور که قبلاً بیان شد، با افزایش ضخامت بستر، انرژی حرارتی بیشتری به لایه‌های زیرین منتقل شده در نتیجه مصرف خرده کک کاهش می‌یابد. با کاهش مصرف خرده کک نسبت دی‌اکسید کربن به منواکسید کربن در سیستم زیاد شده در نتیجه عمل احیاء کمتر و FeO کاهش می‌یابد. کاهش FeO باعث افزایش احیاءپذیری می‌شود.

#### ب) اثر میزان کک کلوخه بر FeO

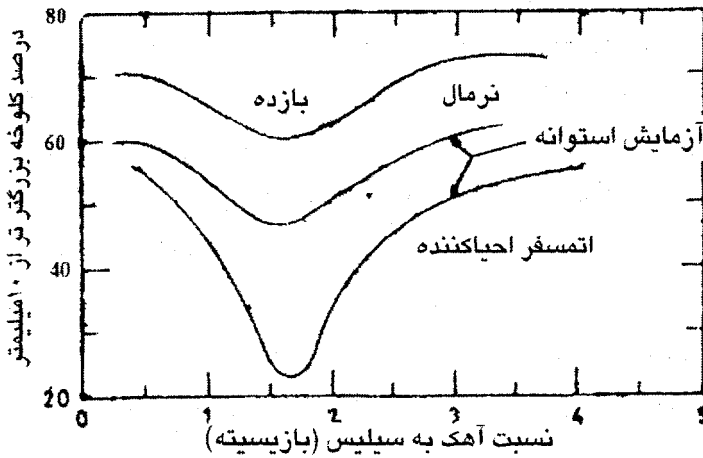
میزان کک مصرفی نسبت مستقیم با مقدار FeO کلوخه دارد. با افزایش مقدار کک، اتمسفر محیط کلوخه‌سازی احیاکننده‌تر شده در نتیجه FeO بیشتری تولید می‌شود در مقابل افزودن مقداری اکسیژن به هوای مکش سبب اکسیدکنندگی اتمسفر محیط و کاهش مقدار FeO می‌شود.

شکل (۳-۳) احیاءپذیری و میزان FeO کلوخه را بصورت تابعی از نسبت بازیسته و

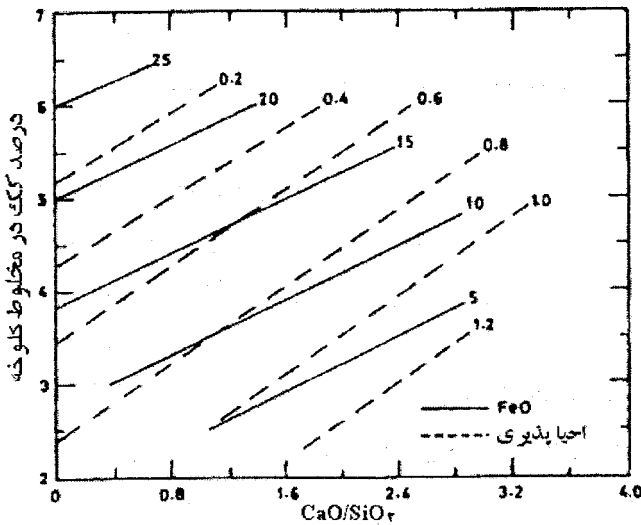
مقدار کک نشان داده است. احیاءپذیری بصورت  $(\frac{dR}{dt} / 60\%)$  اندازه‌گیری شده است. با توجه به شکل، در یک بازیسته ثابت، هرچه مقدار کک کمتر باشد احیاءپذیری بالاتر و میزان FeO کمتر خواهد بود. این مطلب بدین معنا است که برای یک آهن‌گک حذف اکسیژن دلخواه، مقدار کک کلوخه می‌تواند بطور متناظر با افزایش بازیسته زیاد شود و این مسئله موجب افزایش استحکام می‌شود.

جدول ۳-۲۰: تأثیر بازیسته روی مقدار و نوع فازهای موجود در کلوخه [۱۰]

| بازیسته | بیش از ۱/۸   | ۱ تا ۱/۸   | ۱ تا ۰                          |
|---------|--|--|---------------------------------|
| فازها   | افزایش مقدار فریتهای کلسیم کاهش توزیع سیلیکات دی کلسیم بتا | کاهش مقدار سیلیکاتهای شیشه ای افزایش مقدار فریتهای کلسیم افزایش مقدار سیلیکات دی کلسیم بتا | افزایش مقدار سیلیکاتهای شیشه‌ای |



شکل ۳-۲۷: روند کاهش استحکام کلوخه با افزایش نسبت بازیسته [۷]



شکل ۳-۲۸: تغییرات FeO کلوخه و احیا پذیری (۶۰٪  $\frac{dR}{dt}$ ) با مقدار کک و میزان بازیسته (مقدار

اکسید منیزیم ۰/۵ درصد و اکسید آلومینیم ۱/۵ درصد است) [۷]

### ۳-۱۱-۷) بررسی فعل و انفعالات شیمیایی در کلوخه‌سازی

فعل و انفعالات شیمیایی در داخل بستر کلوخه به واکنش‌های بین اجزاء مختلف تشکیل‌دهنده کلوخه و اکسیژن هوا در درجه حرارت‌های مختلف و پتانسیل متفاوت اکسیژن ارتباط دارد. از نقطه نظر شیمیایی قسمت‌های بالای کلوخه (سطح کلوخه) که زودتر محترق گشته و تماس بیشتری با اکسیژن هوا داشته است، اکسیدکننده و قسمت‌های میانی، خنثی و قسمت‌های تحتانی احیاکننده می‌باشد. لذا کلوخه در قسمت بالا از هماتیت در قسمت‌های میانی از مگنتیت و در پایین از مگنتیت و مقداری وستیت تشکیل شده است. همانطور که گفته شد نواحی مختلف بستر کلوخه در زمانهای مختلف تحت اتمسفر و رژیم حرارتی خاص قرار می‌گیرند و متناسب با آن یک سری واکنش‌های شیمیایی بوجود می‌آید که می‌توان آنها را بشرح زیر تقسیم‌بندی کرد:

الف) تجزیه هیدراتها و تبخیر رطوبت اضافی

ب) تجزیه کربناتها

ج) تجزیه اکسید فلزات و فعل و انفعالات اکسیداسیون و احیاء

د) حذف عناصر زائد یا مضر

ذ) فعل و انفعالات شیمیایی بین مواد و تشکیل فازهای مختلف

#### الف) تجزیه هیدراتها و تبخیر رطوبت

رطوبت در مواد خام به دو صورت زیر وجود دارد:

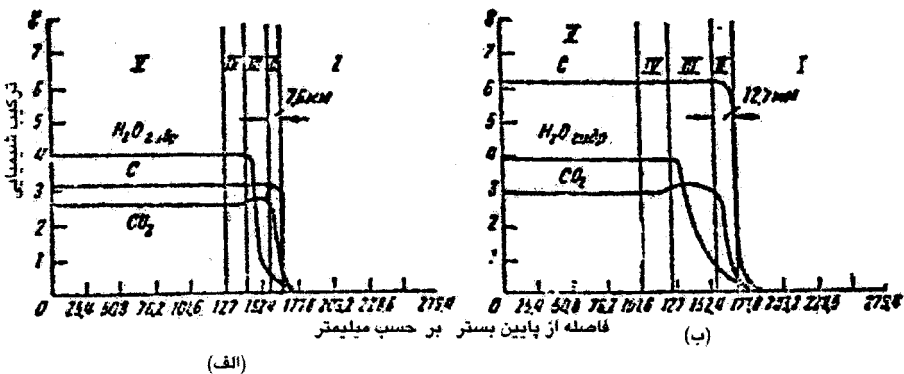
۱- بصورت بخار آب یا رطوبت آزاد سطحی

۲- بصورت آب تبلور

رطوبت آزاد سطحی در دماهای بالاتر از ۱۰۰ درجه سانتیگراد بسرعت تبخیر می‌شود. لذا این نوع رطوبت در ناحیه پیشگرم از بار خارج می‌شود. لازم به یادآوری است که بیش از ۹۰ درصد از رطوبت موجود در مواد اولیه کلوخه از نوع اول است. بخش کوچکی از رطوبت که بصورت آب تبلور در بار موجود است، در دمای حدود ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد خارج می‌شود.

معمولاً برای مطالعه شیمیایی جریان کلوخه‌سازی، چند دقیقه پس از شروع عملیات کلوخه‌سازی، فرآیند را متوقف کرده و لایه‌های مختلف را مورد مطالعه و آزمایش قرار

می دهند. در شکل (۳-۳۹) نحوه حذف رطوبت نشان داده شده است دیده می شود که قسمت اعظم رطوبت در ناحیه پیشگرم شدن بسرعت حذف می شود. این ناحیه دارای ضخامتی در حدود ۳۰-۲۰ میلیمتر است و سرعت زیاد گرم شدن و حذف رطوبت در آن بعلت سطح تماس زیاد ذرات بار با حجم انبوه گازهای داغ می باشد. در شکل (۳-۳۹) که برای دو نمونه کلوخه با درصدهای متفاوت کربن تهیه شده، دیده می شود که وقتی درصد کربن زیاد باشد ناحیه احتراق و پیشگرم وسیع تر خواهد بود. نحوه احتراق کربن و متصاعد شدن گازهای دی اکسید کربن و CO نیز در شکل (۳-۳۹) آمده است. با توجه به شکل (۳-۳۹) دیده می شود که قسمت اعظم تغییرات شیمیایی در ناحیه احتراق و پیشگرم رخ می دهد. در این شکل درصد رطوبت در ناحیه مواد خام ثابت است. گاهی اوقات در برخی از منحنی ها، بلافاصله پس از ناحیه خشک شدن در منطقه مواد خام، یک جهش در مقدار رطوبت دیده می شود. علت این موضوع این است که، مواد خام در دمای محیط یعنی ۱۵ تا ۲۰ درجه سانتیگراد هستند، لذا آبی که در قسمت خشک شدن بصورت بخار درمی آید در هنگام عبور از لایه مواد خام سرد شده و مجدداً بصورت مایع درآمده و بصورت قطرات شبنم بر روی سطح دانه ها می نشیند. بنابراین مقدار رطوبت بطور ناخواسته در لایه های پایین افزایش می یابد.



شکل ۳-۳۹: نحوه حذف رطوبت از لایه های مختلف کلوخه [۲۴]

## ب) تجزیه کربناتها

سنگ آهک، کربنات منیزیم و سیدریت چنانچه در بار کلوخه سازی وجود داشته باشد طبق واکنش های گرماگیر (۳-۴۰) تا (۳-۴۲) تجزیه می شوند :



تجزیه کربناتها از نظر ترمودینامیکی زمانی آغاز می شود که فشار جزئی  $\text{CO}_2$  در واکنشهای فوق بیشتر از فشار جزئی  $\text{CO}_2$  در محیط واکنش باشد. اما در این حالت واکنش سرعت بسیار کمی دارد. زمانی واکنش سریع خواهد شد که فشار جزئی  $\text{CO}_2$  در واکنش بیش از فشار کلی محیط یعنی بیش از یک اتمسفر باشد. به عنوان مثال برای واکنش (۳-۴۰) براساس اطلاعات ترمودینامیکی می توان نوشت :

$$K = \frac{a_{\text{CaO}} \times P_{\text{CO}_2}}{a_{\text{CaCO}_3}} \Rightarrow K = P_{\text{CO}_2} \quad (۳-۴۳)$$

$$\begin{aligned} \Delta G^\circ &= ۴۲۴۹۰ - ۳۷/۷T = -RT \ln K = -۲/۳.۳RT \log K \\ &= -۴/۵۷۵T \log K = -۴/۵۷۵T \log P_{\text{CO}_2} \end{aligned} \quad (۳-۴۴)$$

$$\log P_{\text{CO}_2} = \frac{۳۷/۷}{۴/۵۷۵} - \frac{۴۲۴۹۰}{۴/۵۷۵T}$$

واضح است که  $P_{\text{CO}_2}$  بستگی به دما دارد و با افزایش دما، فشار جزئی دی اکسید کربن نیز افزایش می یابد. چنانچه فشار محیط واکنش یک اتمسفر باشد، فعل و انفعال تجزیه زمانی آغاز می شود که  $P_{\text{CO}_2} = 1$  یا  $\log P_{\text{CO}_2} = 0$  باشد. در این صورت دمای لازم برای تأمین این فشار، از رابطه (۳-۴۴) محاسبه می شود که مساوی با ۱۱۲۷ کلوین یا ۸۵۴ درجه سانتیگراد خواهد بود. بنابراین براساس محاسبات ترمودینامیکی در فشار یک اتمسفر، در دمای ۸۵۴ درجه سانتیگراد کربنات کلسیم تجزیه می شود. در هنگام آگلومراسیون، غلظت گاز دی اکسید کربن حدود ۲۰ درصد می باشد. بنابراین فشار جزئی گاز دی اکسید کربن، ۰/۲ اتمسفر است. پس دمای لازم برای آغاز تجزیه سنگ آهک از دمای محاسبه شده در

بالا کمتر است اما در دماهای کمتر، سرعت واکنش بسیار کم خواهد بود. سرعت پیشرفت تجزیه سنگ آهک بوسیله نفوذ حرارتی کنترل می‌شود و لذا به درجه حرارت و سطح آزاد قطعه بستگی دارد. سرعت پیشرفت واکنش را می‌توان از روابط تجربی مختلف، مانند رابطه (۳-۴۵)، محاسبه نمود [۱۰]:

$$\log R = 0.003145T - 3/3085 \quad (3-45)$$

در این رابطه  $R$  سرعت نفوذ سطح تجزیه‌شونده به داخل قطعه (برحسب  $\text{cm/h}$ ) و  $T$  دما (سانتیگراد) است. آزمایشها نشان می‌دهند که سرعت تجزیه سنگ آهک علاوه بر درجه حرارت به سطح آزاد قطعه یا دانه‌بندی آن بستگی دارد. بنا توجه به این مسئله در فرآیند کلوخه‌سازی با توجه به دما و دانه‌بندی سنگ آهک دو حالت ممکن است رخ دهد:

۱- تجزیه سنگ آهک که در ناحیه پیشگرم آغاز شده است در منطقه احتراق کامل شود.

۲- تجزیه کربنات کلسیم در ناحیه احتراق کامل نشده و در ناحیه کلوخه‌سازی تکمیل شود و یا احتمالاً قسمتی از آن تجزیه نشده باقی بماند.

در حالت اول،  $\text{CaO}$  حاصل از تجزیه در ناحیه احتراق (که مواد در آستانه ذوب شدن قرار دارند و دمای لازم برای واکنش‌های شیمیایی بین مواد تأمین شده است) با مواد دیگر واکنش داده و ترکیباتی مانند سیلیکات یا فریت کلسیم تشکیل می‌شود. در حالت دوم قسمتی از سنگ آهک که در ناحیه بعد از جبهه احتراق تجزیه شده است، امکان واکنش با مواد دیگر را پیدا نمی‌کند و بصورت دانه‌های سفید رنگ  $\text{CaO}$  در کلوخه باقی می‌ماند. این دانه‌ها بعداً با رطوبت هوا ترکیب شده (آب‌دار شدن آهک پخته شده) و افزایش حجم می‌دهد و در نتیجه منجر به خرد شدن کلوخه می‌شود. بنابراین باید تلاش کرد که تمامی کربنات کلسیم در ناحیه احتراق تجزیه شوند. بعبارت دیگر سرعت تجزیه کربنات کلسیم را باید حتی‌الامکان افزایش داد. این کار فقط با استفاده از سنگ آهک دانه‌ریز امکان‌پذیر است. به همین دلیل است که اندازه دانه‌های سنگ آهک در بار کلوخه باید کمتر از ۳ میلیمتر باشد.

### ج) تجزیه اکسید فلزات و فعل و انفعالات اکسیداسیون و احیاء

تجزیه اکسید فلزات موجود در بار کلوخه سازی در اثر حرارت زمانی رخ می دهد که فشار جزئی اکسیژن اکسید از فشار جزئی اکسیژن محیط بیشتر باشد (یعنی بیش از ۰/۲ اتمسفر). ارتباط چنین فشاری برای اکسیدهای مختلف با دما در جدول (۳-۲۱) آمده است.

جدول (۳-۲۱) نشان می دهد که از میان اکسیدهای گوناگون، تنها هماتیت، پیرولوزیت<sup>۱</sup> ( $MnO_2$ ) و براونیت<sup>۲</sup> ( $Mn_2O_3$ ) امکان تجزیه شدن در جریان آگلومراسیون را پیدا می کنند. بسته به مقدار کک مصرف شده در نواحی احیایی بستر کلوخه سازی (نواحی تحتانی)، پتانسیل یا فشار جزئی اکسیژن بعثت وجود گاز CO بسیار کم بوده در نتیجه واکنشهای (۳-۴۶) تا (۳-۴۹) می تواند رخ دهد:



جدول ۳-۲۱: دمای تجزیه اکسیدهای فلزی مختلف در فشار بیش از ۰/۲ اتمسفر (دما بر حسب درجه سانتیگراد) [۱۵،۲،۳]

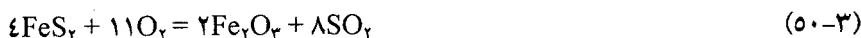
| اکسید فلزی | دما (سانتیگراد) |
|------------|-----------------|
| $MnO_2$    | ۴۶۰             |
| $Mn_2O_3$  | ۹۴۰             |
| $Fe_2O_3$  | ۱۳۸۳            |
| $Fe_3O_4$  | ۲۱۰۰            |
| FeO        | ۳۴۹۰            |

واکنش (۳-۴۶) ممکن است در دمای ۳۰۰ تا ۴۰۰ درجه سانتیگراد انجام شود. پس این واکنش در ناحیه پیشگرم انجام می‌شود و چون در قسمتهای سطحی  $PCO_2$  بالاست، واکنش مزبور در قسمتهای میانی یا پایین سطح کلوخه انجام می‌گیرد. واکنش (۳-۴۷) نیز در دمای بیش از ۵۰۰ درجه سانتیگراد در صورت زیاد بودن مقدار گاز منواکسید کربن امکان‌پذیر است. ولی عملاً بعلت کم بودن درصد گاز CO در محیط کلوخه‌سازی، واکنش بالا، به مقدار کم در قسمتهای پایینی کلوخه انجام می‌شود. احتمال انجام واکنش (۳-۴۸) بسیار کم است. اصولاً در پایان فرآیند کلوخه‌سازی قسمت‌های بالای کیک کلوخه از هماتیت و قسمتهای پایین عمدتاً از مگنتیت تشکیل شده است.

شکل (۳-۴۰) منحنی تغییرات ترکیب شیمیایی کلوخه بر حسب درصد کربن موجود در بار را نشان داده است. شکل نشان می‌دهد که با افزایش درصد کربن، درصد مگنتیت در کلوخه زیاد می‌شود و به بیشترین مقدار خود به ازاء ۸ درصد کربن می‌رسد. پس از آن بعلت احیاء مگنتیت به وستیت، درصد مگنتیت در کلوخه کم می‌شود.

#### د) حذف عناصر زائد و مضر

همیشه در مواد اولیه کلوخه‌سازی عناصری از قبیل گوگرد، فسفر، آرسنیک، سرب و روی به مقدار کم ولی متفاوت یافت می‌شود. این عناصر هر یک به نحوی مضر می‌باشد و باید حتی‌الامکان سعی نمود قبل از ورود به کوره بلند حذف شوند. گوگرد همراه با سنگ معدن و کک وارد بار کلوخه‌سازی می‌شود که غالباً بصورت پیریت می‌باشد. با توجه به اینکه درصد مجاز گوگرد در کوره بلند کمتر از ۰/۰۷ درصد است، باید تلاش نمود آگلومره تولیدی بیش از ۰/۰۱ درصد گوگرد نداشته باشد. اصولاً در کلوخه‌سازی عمل خاصی برای حذف گوگرد انجام نمی‌شود و تنها گوگرد طبق واکنش (۳-۵۰) تشویه می‌شود:

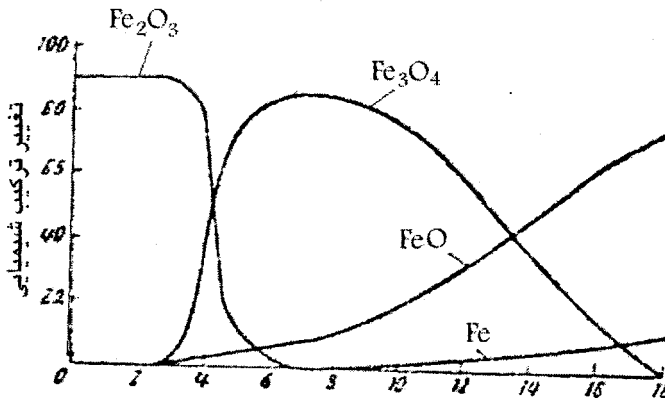
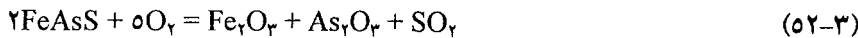


این واکنش در ۵۰۰ درجه سانتیگراد آغاز شده و در منطقه احتراق کامل می‌شود. ممکن است واکنش بصورت زیر (واکنش ۳-۵۱) انجام شود:



به طور کلی حذف گوگرد بصورت  $SO_2$  در محیط اکسیدی کلوخه‌سازی بهتر از محیط احیایی کوره بلند انجام می‌شود.

آرسنیک ممکن است بصورت آرسینو پیریت (FeAsS)، آرسنات آهن (FeAsO<sub>4</sub>·H<sub>2</sub>O) یا سولفید آرسنیک (AsS) در بار کلوخه سازی موجود باشد. وجود این عنصر در فولاد باعث کاهش خواص جوش پذیری می شود. مقدار آن در فولاد بایستی کمتر از ۰/۱۵ درصد باشد. در اتمسفر اکسید کننده در دمای حدود ۵۰۰ درجه سانتیگراد، آرسنیک بصورت واکنش (۳-۵۲) اکسید می شود:



شکل ۳-۴۰: تغییرات ترکیب شیمیایی بر حسب درصد مصرف کربن در پخت کلوخه [۲۴]

سرب و روی ممکن است بصورت (ZnS) و (PbS) در سنگ معدن آهن وجود داشته باشد که هنگام کلوخه سازی در دمای حدود ۴۰۰ درجه سانتیگراد تشویه و بصورت (PbO) و (ZnO) درمی آید. چنانچه شرایط مناسب برقرار باشد، به روی و سرب خالص احیاء می شوند. سرب و روی اگرچه در چدن حل نمی شوند و کیفیت چدن را خراب نمی کنند، ولی بر روی منافذ نسوزهای کوره بلند رسوب کرده و باعث خرابی آجرها می شوند. آزمایشهای دانشمندان آلمانی نشان داده است چنانچه مقدار سرب و روی در حد حذف شدن باشد می توان با اضافه کردن ۲-۳ درصد کلرید کلسیم (CaCl<sub>2</sub>))، به میزان ۹۰ درصد سرب و ۷۰ درصد روی را از سنگ معدن حذف نمود [۲۴].

فسفر در سنگ معدن آهن بصورت آپاتیت یا ترکیبات دیگر موجود است. وجود فسفر در فولاد باعث شکنندگی فولاد در محدوده دمای ۳۰-۲۰ درجه سانتیگراد می شود که به آن شکنندگی سرد می گویند. بنابراین باید از بار کوره بلند حذف شود. متأسفانه فسفر در جریان عملیات کلوخه سازی حذف نمی شود.

### ذ) فعل و انفعالات شیمیایی بین مواد و تشکیل فازهای مختلف

مواد اصلی که در بار کلوخه می توانند با یکدیگر واکنش دهند (بجز واکنشهای مربوط به تجزیه کربناتها و اکسیداسیون و احیاء) عبارتند از  $\text{CaO}$ ،  $\text{FeO}$ ،  $\text{SiO}_2$ ،  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  و  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ . در بخش (۳-۱۱-۶) سیستم سه تایی ( $\text{SiO}_2\text{-FeO-CaO}$ ) از نظر تعادلی بررسی شد و عنوان شد که در عمل، بعلت مدت کوتاه فرآیند کلوخه سازی و موارد دیگر، عملاً تعادل بدست نمی آید. واکنش بین مواد بالا عمدتاً در حالت جامد انجام می گیرد. بنابراین برای انجام این واکنش ها لازم است که فرآیند نفوذ به خوبی بین مواد رخ دهد.

اولین محصولی که از واکنش بین  $\text{CaO}$  و  $\text{SiO}_2$  بدست می آید (به هر نسبتی که باشند)، در ۶۹۰ درجه سانتیگراد بدست آمده و دی کلسیم سیلیکات نام دارد. چنانچه مخلوطی از آهک و سیلیس را در دمای ۶۹۰ درجه سانتیگراد در زمان زیادی نگهداری کنند، ترکیبات دیگری مانند  $(3\text{CaO} \cdot 2\text{SiO}_2)$  و  $(\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2)$  بوجود خواهد آمد. اما همانطور که گفته شد در کلوخه سازی فقط اولین محصول فرصت تشکیل پیدا می کند. اولین محصول بدست آمده دارای ساده ترین شبکه کریستالی بوده و در این مورد دی کلسیم سیلیکات اولین محصول است که کمترین انرژی آزاد را دارد.

آهک در تماس با هماتیت، فریت کلسیم  $(\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3)$  تولید می کند. این محصول در حالت جامد در دمای حدود ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد تولید می شود. اگر چه با در نظر گرفتن انرژی آزاد واکنش، قابلیت ترکیب شیمیایی بین  $\text{CaO}$  و سیلیس بیش از دو برابر قابلیت ترکیب شیمیایی  $(\text{CaO})$  و  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  است ولی در وضعیت جامد این قابلیت ترکیب شیمیایی نقشی ایفا نمی کند، بلکه چون مقدار  $(\text{Fe}_2\text{O}_3)$  در بار کلوخه بیشتر است، لذا تماس آن با  $(\text{CaO})$  بیشتر از تماس سیلیس با  $(\text{CaO})$  است و طبیعی است که در شرایط کلوخه سازی ایجاد فریت کلسیم آسان تر باشد [۱۵، ۱۰].

ترکیب دیگری که در هنگام پخت کلوخه بوجود می آید، فایالیت است. باید دانست که هماتیت و سیلیس در محیط خنثی و اکسیدی هیچ واکنشی انجام نمی دهند. به همین

ترتیب مگنتیت، وستیت و آهک در محیط خنثی یا احیایی ترکیب نمی‌شوند. بنابراین، فایالیت از ترکیب هماتیت یا مگنتیت در محیط احیایی براساس واکنشهای (۳-۵۳) و (۳-۵۴) بوجود می‌آید:



با توجه به مطالب فوق مشخص می‌شود که ترکیبات حاصل در ضمن کلوخه‌سازی عمدتاً دی‌کلسیم سیلیکات ( $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ )، فایالیت و فریت کلسیم می‌باشند. نوع و مقدار این ترکیبات به دو عامل بستگی دارد. یکی بازسیته بار کلوخه یعنی نسبت  $\text{CaO}$  به سیلیس و دیگری درصد کربن در بار کلوخه که مشخص‌کننده مقدار احیایی یا اکسیدی بودن محیط است (شکل ۳-۳۶ و جدول ۳-۲۰). ترکیباتی که به روش بالا ایجاد می‌شوند با سازنده‌های اولیه از نظر خواص کاملاً متفاوت هستند. مثلاً در حالیکه دمای ذوب هماتیت  $1565$ ، کوارتز  $1713$  و آهک  $2585$  درجه سانتیگراد است، ترکیبات آنها دمای ذوبی در حدود  $1200$  درجه سانتیگراد دارند [۱۵، ۶]. ترکیباتی که در بالا اشاره شد می‌توانند با حل کردن مقداری سیلیس، وستیت یا مگنتیت در خود و ایجاد ترکیبات پیچیده‌تر دمای ذوب کمتری پیدا کنند.

جدول (۳-۲۲) دمای ذوب ترکیبات مختلفی را که ممکن است ضمن کلوخه‌سازی بوجود بیاید نشان می‌دهد. نگاهی به جدول نشان می‌دهد کمترین دمای ذوب مربوط به فایالیت و بخصوص مجموعه فایالیت و مگنتیت است. بنا به اهمیتی که این مجموعه در کیفیت کلوخه دارد، نمودار ذوب و انجماد آن بررسی می‌شود. در شکل (۳-۴۱) محور افقی درصد فایالیت را در مخلوطی از فایالیت و مگنتیت نشان می‌دهد و محور عمودی نیز دما است. در حالیکه دمای ذوب فایالیت خالص (نقطه C)  $1205$  درجه سانتیگراد است، با افزایش درصد مگنتیت، دمای ذوب افت کرده و به کمترین مقدار خود در مخلوط  $83$  درصد فایالیت و  $17$  درصد مگنتیت می‌رسد (نقطه B). دمای ذوب این ترکیب چنانچه در شکل دیده می‌شود  $1142$  درجه سانتیگراد است (نقطه یوتکتیک).

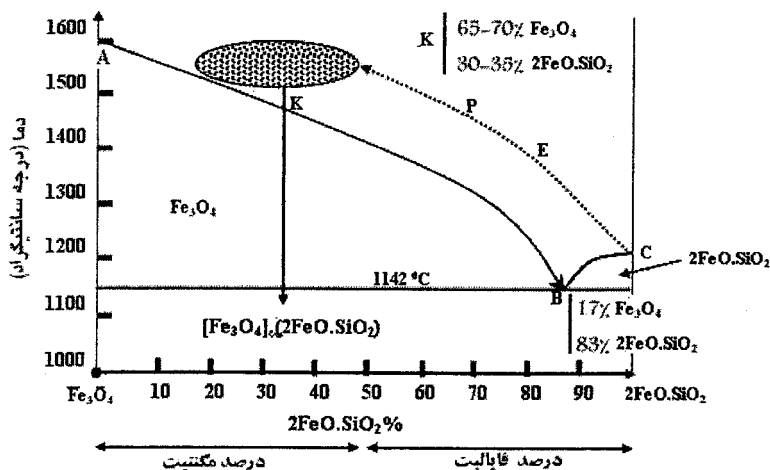
با افزایش درصد مگنتیت دمای ذوب مخلوط افزایش یافته تا اینکه در مگنتیت خالص دمای ذوب به حدود  $1600$  درجه سانتیگراد می‌رسد (نقطه A). عملاً هنگام کلوخه‌سازی، ابتدا فایالیت خالص در ناحیه‌ای پیش از منطقه احتراق در حالت جامد بوجود می‌آید (دمای

۱۰۰۰ درجه سانتیگراد). سپس با وارد شدن به منطقه احتراق و افزایش دمای آن، در نقطه C ذوب می‌شود. چنانچه در محیط مگنتیت وجود نداشت، دمای فایالیت می‌توانست افزایش یابد ولی در حالت مذاب، فایالیت و مگنتیت در یکدیگر حل می‌شود و ترکیب جدیدی با نقطه یوتکتیک B بوجود می‌آورند. عملاً در ناحیه احتراق فایالیت به میزان ۷۰-۶۰ درصد مگنتیت را در خود حل می‌کند (نقطه K).

وقتی در محیط کلوخه‌سازی آهک نیز موجود باشد همانطور که گفته شد در حالت جامد ترکیبی بنام فریت کلسیم با دمای ذوب ۱۲۱۶ درجه سانتیگراد بوجود می‌آید. این ترکیب در ناحیه احتراق ذوب شده و ترکیب دیگری بنام فریت دی کلسیم  $2\text{CaO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$  ایجاد می‌کند. همچنین مگنتیت و مواد دیگر را در خود حل کرده و ترکیبات گوناگونی ایجاد می‌کند که در جدول (۳-۲۲) به برخی از آنها اشاره شده است. آنچه گفته شد خلاصه‌ای از تغییرات شیمیایی در ضمن کلوخه‌سازی بود ولی عملاً بعلت وجود عناصر دیگری مثل آلومینیوم، منیزیم، منگنز و... و برحسب شرایط عمل، ترکیبات پیچیده‌تری ممکن است بوجود آید.

جدول ۳-۲۲: دمای ذوب ترکیبات مختلف هنگام کلوخه‌سازی [۱۵،۱۰۷،۳]

| خصوصیات مواد ذوب شده و مخلوط آنها                 | دمای ذوب (سانتیگراد) |
|---|----------------------|
| پختن مواد بدون آهک (بدون اضافه کردن کربنات کلسیم) |                      |
| فایالیت   | ۱۲۰۵                 |
| فایالیت با سیلیس                                  | ۱۱۷۸                 |
| فایالیت با وستیت                                  | ۱۱۷۷                 |
| فایالیت با مگنتیت                                 | ۱۱۴۲                 |
| پختن مواد آهک‌دار با اضافه کردن کربنات کلسیم      |                      |
| ذوب فریت کلسیم                                    | ۱۲۱۶                 |
| دمای ذوب مخلوط جامد شده دی‌سیلیکات کلسیم با وستیت | ۱۲۸۰                 |
| فریت کلسیم و دی‌فریت کلسیم                        | ۱۲۰۰                 |
| مگنتیت با فریت کلسیم و دی‌فریت کلسیم              | ۱۱۸۰                 |
| دی‌فریت کلسیم و سیلیکات کلسیم                     | ۱۱۸۵                 |



شکل ۳-۴۱: نمودار فازی مگنتیت و فایالیت [۲۴]

### ۳-۱۱-۸) دانه‌بندی و تفکیک محصولات کلوخه‌سازی (عملیات تکمیلی)

در انتهای فرآیند کلوخه‌سازی، کلوخه در اثر پیچش نوار حامل آن شکسته و به قطعات ریزتر تقسیم می‌شود و هنگامیکه به زاویه مشخصی رسید، قطعات کلوخه لیز خورده و به پایین سقوط می‌کند و تخلیه می‌شود. عملیات تکمیلی محصولات از این مرحله به بعد را می‌توان بشرح زیر تقسیم‌بندی نمود:

الف) خرد کردن و دانه‌بندی کردن کلوخه بطوریکه مورد قبول کوره بلند باشد و از حداقل نرمه<sup>۱</sup> برگشتی برخوردار باشد.

ب) جدا کردن و حمل نرمه‌هایی که در اثر حمل و نقل و آسیاب کردن تولید می‌شود، به سیستم شارژ.

ج) سرد کردن کلوخه بطوریکه با نوارهای معمولی قابل حمل و نقل و قابل مصرف در کوره بلند باشد.

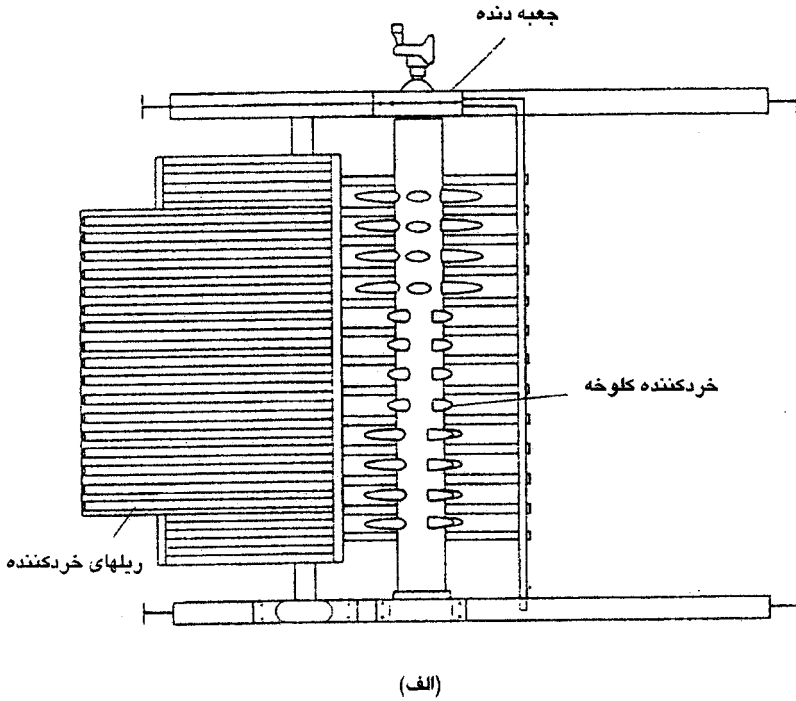
د) جدا کردن مقدار معین از کلوخه با دانه‌بندی متوسط جهت مصرف بعنوان لایه<sup>۲</sup> زیر بستر.

### الف) خرد کردن کلوخه

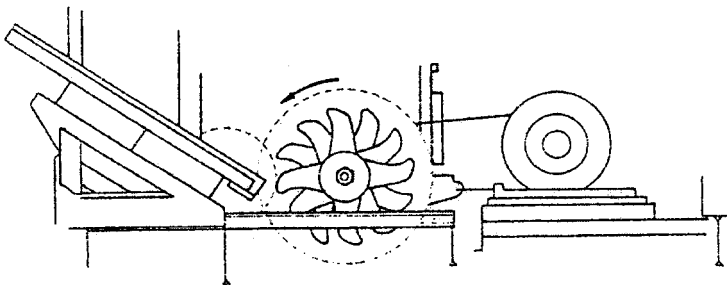
کلوخه پس از خارج شدن از دستگاه بر روی صفحه فولادی مشبک و بزرگی بنام میز خرد کردن<sup>۱</sup> سقوط می‌کند. در اینجا دانه‌های ریز بلافاصله حذف و قطعات درشت بداخل یک سنگ‌شکن می‌ریزند (شکل ۳-۴۲). سنگ‌شکن از چند سری دندانها یا دستک‌های فولادی تشکیل شده که بر روی یک محور سوار شده است.

معمولاً دو محور دنداندار وجود دارد که یکی ثابت بوده و دیگری متحرک است. فاصله بین دندانهای ثابت به مقدار قابل ملاحظه‌ای بیش از ضخامت دندانهای متحرک است. لذا قطعات کلوخه بیشتر توسط خمش شکسته می‌شود تا نیروی برشی. فاصله بین دندانهای ثابت حدود ۱۵۰ میلیمتر (۱۶ اینچ) است. لذا سنگ‌شکن قطعاتی که بیشترین اندازه آن در یک بعد ۱۵۰ میلیمتر است، تولید خواهد کرد. لکن این امکان هست که ابعاد دیگر آنها تا ۳۰۰ میلیمتر (۱۲ اینچ) هم برسد. عملاً بعد از این مرحله ۸۰ تا ۹۰ درصد

دانه‌بندی کمتر از ۱۰۰ میلیمتر است. سرعت سنگ‌شکن باید طوری تنظیم شود که با سرعت بارگیری متناسب باشد.



(الف)



(ب)

شکل ۳-۴۲: الف) تجهیزات دریافت و خرد کردن کیک کلوخه ب) شمایی از پره‌های سنگ‌شکن

## ب) سرند کردن در حالت گرم

پس از خرد کردن، کلیه محصولات کلوخه‌سازی در حالت گرم سرند می‌شوند. در گذشته این تنها مرحله سرند کردن بود و لذا می‌بایست بطور کامل انجام می‌شد ولی در حال حاضر بعلت اهمیت فوق العاده دانه‌بندی در کوره بلند در بیشتر کارخانجات یک یا دو مرحله سرند کردن سرد نیز وجود دارد. این مرحله از سرند کردن برای حذف ذرات کمتر از ۳ میلیمتر به منظور افزایش تخلخل در مرحله سرد کردن است. البته بدین ترتیب مقداری برگشتی گرم که برای فرآیند مفید است نیز بدست می‌آید. در عمل بعلت اینکه سرند ۳ میلیمتری استحکام کافی ندارد و ضمناً نمی‌تواند تمامی ذرات کمتر از ۳ میلیمتر را حذف کند از سرندهای بزرگتر مثلاً ۶-۷ میلیمتری استفاده می‌کنند و در عوض مدت سرند کردن را کوتاه می‌کنند تا در حالی که بیشترین مقدار دانه‌های کمتر از ۳ میلیمتر حذف شده، درصد حذف دانه‌های بین ۳ تا ۷ میلیمتر کم باشد. انواع سرندها با استحکام زیاد در درجه حرارت بالا برای این مرحله ساخته می‌شود. مثلاً صفحات ریختگی از فولاد آلیاژی با قطر ۲۰ تا ۲۵ میلیمتر که قادر است تا یک میلیون تن کلوخه را سرند کند. باید خاطر نشان ساخت که دیر عوض کردن سرندهای مستعمل از این جهت ممکن است غیراقتصادی باشد، که بعلت اصطکاک میزان نرمه تولیدی را افزایش می‌دهد.

## ج) برگشتی‌های گرم

محصولات زیر سرند در مرحله سرند کردن گرم اگرچه سردتر از محصولات روی سرند هستند ولی هنوز مشکلات حمل و نقل زیادی را به همراه دارند. راههای مختلفی برای سرد کردن این محصول برگشتی وجود دارد. بعنوان مثال، استفاده از یک استوانه دوار که در آن آب پاشیده می‌شود. به دلیل مزایای استفاده از برگشتی‌های گرم در فرآیند، در بیشتر کارخانه‌ها، برگشتی‌ها بطور گرم بوسیله نقاله‌های فلزی به مخازن پوشش داده شده با نسوز حمل می‌شوند و از آنجا در مخلوط شارژ مورد استفاده قرار می‌گیرند.

## د) سرد کردن

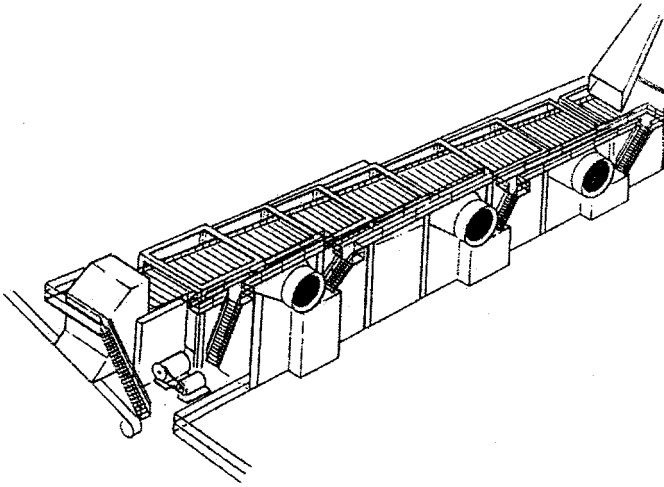
محصول کلوخه‌سازی پس از مرحله سرند کردن گرم برحسب اینکه در کجای بستر واقع بوده دمای متفاوت دارد. مثلاً قسمت‌های پایین بستر که دمای بالاتری دارد، کلوخه تولیدی آن گرم‌تر، مستحکم‌تر و از قطعات درشت‌تری تشکیل شده است. در هر صورت بطور متوسط درجه حرارت کلوخه در این مرحله حدود ۷۰۰-۶۰۰ درجه سانتیگراد است

که باید کاملاً سرد شود. راحت‌ترین روش برای سرد کردن پاشیدن آب بر روی آن است، اما این روش باعث کم شدن استحکام کلوخه می‌شود. امکان دیگر برای سرد کردن استفاده از هوا به عنوان عامل انتقال حرارت است و لذا روشهای زیر ممکن است اعمال شود:

۱- انبار کردن در هوای آزاد: در این روش سرد شدن یکنواخت نیست و حمل و نقل اضافی باعث خرد شدن کلوخه می‌شود و فضای زیادی لازم است. بطور کلی روش مناسبی نیست.

۲- سرد کردن در امتداد ماشین کلوخه‌سازی: در این روش طول ماشین یا زنجیر دوایت‌لویید را طویل‌تر انتخاب می‌کنند، بطوریکه پس از رسیدن جبهه احتراق به کف زنجیر باز هم عمل مکش هوا ادامه پیدا می‌کند و به این وسیله کلوخه خنک می‌شود. تنها عیب این روش نیاز به انرژی زیاد برای مکیدن هوا است (بعلت تخلخل کم کیک کلوخه) و لذا هزینه انرژی بسیار بالاست. علیرغم این موضوع، مقدار هوای مصرفی بسیار کم بوده و روش مؤثری است و می‌توان مقداری از هزینه اضافی مربوط به انرژی را با صرفه‌جویی در تأسیسات جدید جبران نمود. در هر صورت تعداد کارخانه‌های کمی از این روش استفاده می‌کنند و در کارخانه‌های بسیار بزرگ استفاده نمی‌شود. این روش از سالهای ۱۹۶۰ تحت بررسی بوده است [۱۶].

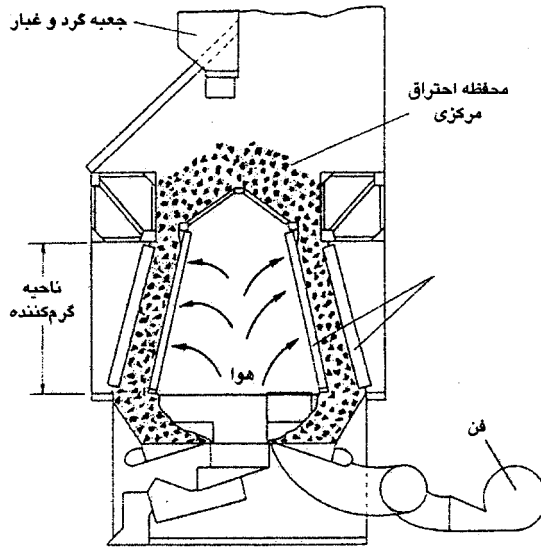
۳- سردکننده با بستر کم عمق: در این روش محصولات گرم روی یک شبکه مستقیم یا دایره‌ای شکل با ضخامت کم ریخته می‌شود و بوسیله دمش یا مکش هوای سرد از میان آنها سرد می‌گردند (شکل ۳-۴۳). این روش بیشترین کاربرد را دارد و در آن بعلت ضخامت کم بار و تخلخل زیاد به انرژی نسبتاً کمی برای مکش هوا نیاز است. زمان سرد کردن نیز نسبتاً کم و کمتر از ۳۰ دقیقه می‌باشد.



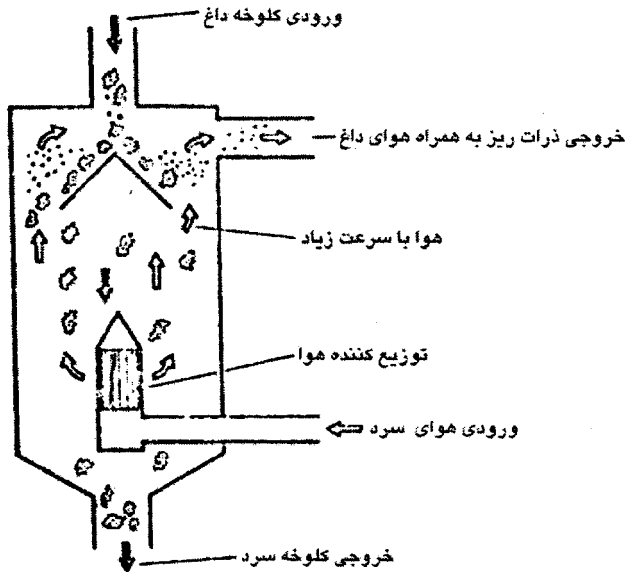
شکل ۳-۴۳: نمایی از روش سرد کننده با بستر کم عمق روی یک شبکه مستقیم [۱۶]

۴- سرد کننده با بستر عمیق: در این روش چنانکه در شکل (۳-۴۴) دیده می شود کلوخه گرم را درون یک محفظه دوجداره ریخته و از قسمت داخل هوا دمیده می شود. حالت های گوناگونی از این روش را می توان استفاده کرد.

۵- سرد کننده تنوره ای: این روش تا بحال استفاده صنعتی نداشته و در حال تکمیل است. طبق شکل (۳-۴۵) در این روش قطعات و ذرات کلوخه در حال سقوط در تماس با هوا سرد می شوند. از مشخصات مهم این روش مقدار هوای مورد نیاز آن است که بسیار کم می باشد. بعبارت دیگر سیستم سرد کردن بسیار مؤثر است. در روش های قبلی بیش از ۵ کیلو گرم هوا برای سرد کردن یک کیلو گرم کلوخه لازم است و لذا درجه حرارت هوای خارج شده بسیار پایین است و قابل بازیابی نیست ولی در روش اخیر کمتر از ۱/۵ برابر وزن کلوخه، هوا برای سرد کردن لازم است و لذا امکان بازیابی حرارتی هوای خروجی وجود دارد.



شکل ۳-۴۴: نمایی از روش سردکننده کلوخه با بستر عمیق [۱۶]



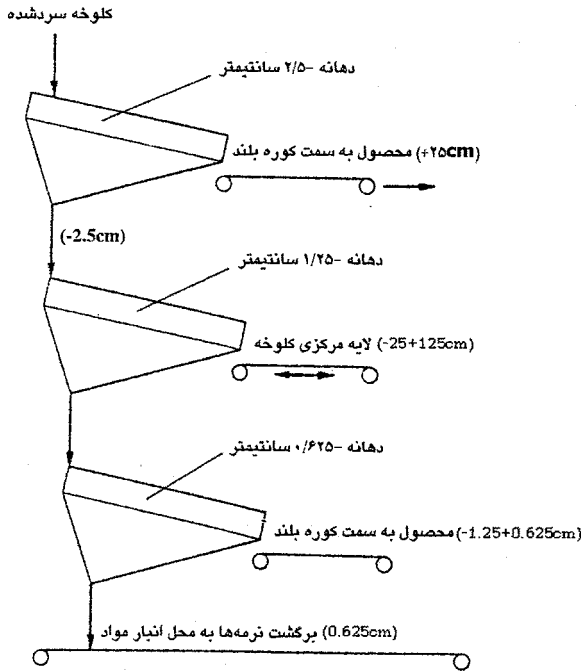
شکل ۳-۴۵- نمایی از روش سردکننده تنوره‌ای [۲۴]

از میان روشهای گوناگون سرد کردن کلوخه که در بالا توضیح داده شد، متداولترین آنها روشهای ۳ و ۴ می باشند. محصولات خنک شده توسط روش های بالا اغلب دارای قسمت های داغ می باشد که بعلت وجود قطعات درشت است. این قطعات در سطح خنک می شوند، ولی در قسمت های داخلی داغ می مانند و در مراحل جابجا شدن شکسته و ممکن است باعث خسارت به نوارهای نقاله شوند. در بعضی کارگاهها، گاهی بر روی محصول خنک شده آب می پاشند تا علاوه بر خنک کردن نهایی باعث فرو نشاندن گرد و غبار نیز شود.

### هـ) دانه بندی نهایی

بطور کلی پس از خنک کننده و قبل از انتقال محصولات کلوخه سازی به کوره بلند، باید دانه بندی نهایی انجام شود (شکل ۳-۴۶). هدف از این کار این است که مقدار معینی از آگلومره با دانه بندی ۲۵-۱۵ میلیمتر برای محافظت بستر کلوخه سازی به عنوان زیر بستر جدا شود، سپس آخرین مرحله سرد کردن جهت جداسازی بار تمیزتر و یکنواخت تر برای کوره بلند انجام می شود. بهترین محل برای سرد کردن نهایی باید با توجه به وضعیت کارخانه صورت گیرد. محل ایده آل برای این کار قبل از محل شارژ کوره بلند (اسکیپ)<sup>۱</sup> می باشد اما در عمل مشکلاتی مثل جا دادن سیستم در نزدیکی کوره بلند و برگشت نرمه ها به کلوخه سازی وجود دارد که باعث می شود دانه بندی نهایی را در همان نزدیکی خط کلوخه سازی انجام دهند. با توجه به تمایلی که روز به روز به سمت دانه بندی یکنواخت تر کلوخه نشان داده می شود، حد بالایی اندازه دانه ها نباید بیشتر از ۵۰ میلیمتر باشد لذا یک مرحله دیگر خرد کردن قبل یا بعد از سیستم خنک کننده ضروری است. زیرا همانطور که گفته شد آسیاب غلطکی مرحله اول را نمی توان طوری طراحی کرد که دانه بندی زیر ۵۰ میلیمتر بدهد. اگرچه تا بحال در کلوخه سازی سنگ آهن قبل از مرحله خنک کننده، آسیاب مرحله دوم صورت نگرفته است، اما این کار در آگلومراسیون کانی های روی و سرب بطور معمول انجام می شود و دلیلی ندارد که نتوان در مورد سنگ آهن انجام داد. با انجام مرحله دوم آسیاب قبل از خنک کننده بعلت کاهش دانه بندی تا کمتر از ۵۰ میلیمتر مسئله خنک کردن قطعات درشت کاملاً حل می شود. روش دیگر این است که محصولات کلوخه سازی را پس از خنک شدن برای بار دوم آسیاب کرد. این روش بیشتر مورد توجه

است. در تاباتای<sup>۱</sup> ژاپن از یک آسیاب غلطکی پس از مرحله خنک کردن استفاده می شود [۱۶].



شکل ۳-۴۶: نمونه‌ای از دانه‌بندی کلوخه توسط سرنند کردن سرد [۱۶]

### ۳-۱۱-۹) بررسی خصوصیات مؤثر در فرآیند کلوخه‌سازی و کیفیت کلوخه

بطور کلی خصوصیات موجود و مؤثر در جریان عمل کلوخه‌سازی را که روی بازده

و کیفیت کلوخه تأثیر دارند، بشرح است:

۱- نفوذپذیری بار کلوخه‌سازی

۲- اندازه و دانه‌بندی بار

۳- همگنی بار

۴- درصد رطوبت

- ۵- میزان بار برگشتی
- ۶- درجه حرارت بار قبل از شارژ
- ۷- ضخامت بستر یا شارژ بستر کلوخه‌سازی
- ۸- میزان افت فشار در سیستم مکش
- ۹- میزان مکش و جریان هوا (مترمکعب در دقیقه)
- ۱۰- سرعت قائم پخت
- ۱۱- سرعت حرکت زنجیر یا بستر کلوخه‌سازی
- ۱۲- بازده ماشین کلوخه‌سازی
- ۱۳- کنترل مقدار  $FeO$

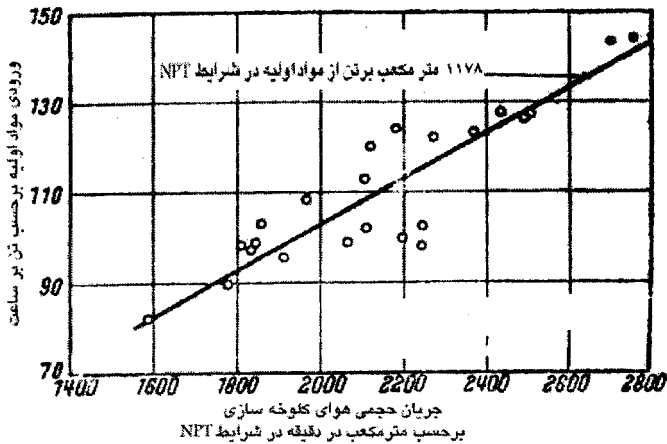
خصوصیات بالا همگی به یکدیگر مربوط می‌شوند و گاهی تغییر یک عامل باعث تغییر چند عامل دیگر می‌شود و یا برعکس، در نهایت خصوصیات بالا، بازده و کیفیت کلوخه را تعیین می‌کنند. گاهی یک خصوصیت اثر متضاد بر روی خواص مختلف کلوخه دارد. مثلاً افزایش ضخامت شارژ باعث افزایش استحکام و کاهش احیاءپذیری می‌شود. لذا باید خصوصیات مختلف را متعادل نمود. بازده یا تولید ویژه کلوخه‌سازی عمدتاً به نفوذپذیری یا تخلخل بار بستگی دارد. سایر خصوصیات گفته شده نیز، تعیین کننده بازده کلوخه‌سازی می‌باشند. به عنوان مثال، معلوم شده که بازده ماشین بصورت خطی با میزان مکش هوا در واحد سطح و واحد زمان ارتباط دارد (شکل ۳-۴۷). ولی باید گفت که میزان مکش یا عبارت دیگر فلوی هوا خود تابعی از مقدار نفوذپذیری است. بنابراین می‌توان انتظار داشت که نفوذپذیری بطور خطی وابسته به میزان بازده باشد (شکل ۳-۴۸). بطور کلی نفوذپذیری بار که مهمترین عامل در تعیین بازده دستگاه است، تابعی از خصوصیات بندهای ۲ تا ۷ بالا است. هر یک از این خصوصیات به نحوی روی نفوذپذیری بار تأثیر می‌گذارند که در زیر تعدادی از آنها شرح داده شده است.

#### الف) دانه‌بندی

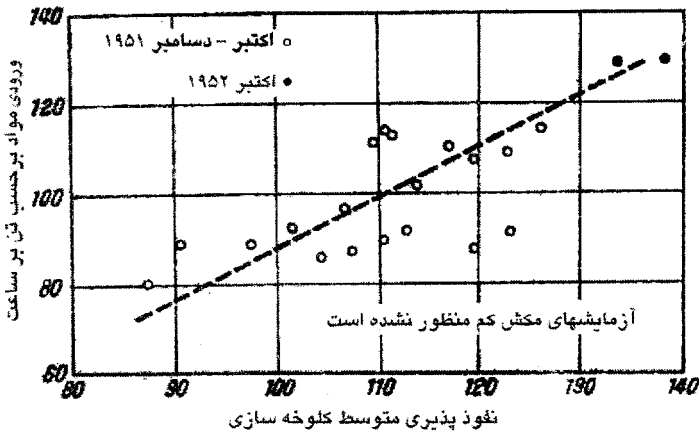
تأثیر دانه‌بندی بار بر نفوذپذیری کاملاً روشن است، لکن باید محدوده دانه‌بندی بررسی شود، تا بهترین نتیجه از جهت تأمین نفوذپذیری و انتقال حرارت بدست آید. اگر اندازه ذرات سنگ آهک و نرمه کک همزمان تنظیم شود، امکان بهبود نفوذپذیری مخلوط خام کلوخه و کنترل اندازه حفره‌های محصول نهایی کلوخه وجود دارد. خارج

ساختن همزمان ذرات ۱- میلیتر از سنگ آهک و ۰/۵- میلیتر از نرمه کک، نفوذپذیری مخلوط خام کلوخه را بهبود می‌بخشد و در کوتاه کردن زمان نگهداری بستر کلوخه در دمای بالا مؤثر است. همچنین با خارج کردن ذرات ریز، کاهش حجم کلوخه در هنگام بخت متوقف می‌شود و ساختار شبکه حفره‌های کلوخه بهبود می‌یابد در نتیجه، جریان یکنواخت گاز در بستر کلوخه برقرار می‌شود و سرعت کلوخه‌سازی افزایش می‌یابد [۳۸]. همچنین آزمایشها نشان داده است استفاده زیاد از نرمه کک منجر به کاهش بازدهی احتراق کک می‌شود در نتیجه میزان گاز منواکسید کربن در گاز خروجی افزایش یافته و دمای بستر کلوخه‌سازی کاهش می‌یابد [۲۷].

درشت بودن دانه‌های بار کلوخه اگرچه ممکن است باعث افزایش نفوذپذیری شود، لکن عامل محدودکننده آن نیاز به انتقال حرارت بالا و سطح مخصوص زیاد است. در مورد تعیین حد بالایی دانه‌بندی کلوخه اختلاف نظر زیاد است. در گذشته اندازه بیش از ۵ میلیتر را در کلوخه‌سازی بکار نمی‌بردند، در صورتی که بتدریج حد بالایی مورد قبول برای دانه‌بندی بار کلوخه افزایش یافت و هم‌اکنون مقدار بهینه آن ۱۰ میلیتر می‌باشد که در ذوب آهن به آن سنگ آهن ۱۰-۰ می‌گویند [۲۵]. اگرچه آزمایشهای متعددی که بر روی کلوخه کردن سنگ آهن با دانه‌بندی ۱۶-۰ و ۲۰-۰ میلیتر انجام شده افزایش مخصوص را در بازده نشان داده است ولی بعلت کم شدن سطح مخصوص بار و لذا محدود شدن نفوذ و کاهش واکنش‌های شیمیایی مفید و متعاقباً کاهش استحکام، اندازه فوق مطلوب نیست. همچنین بکار بردن بار با دانه‌بندی درشت باعث خراب شدن کیفیت کلوخه می‌شود.



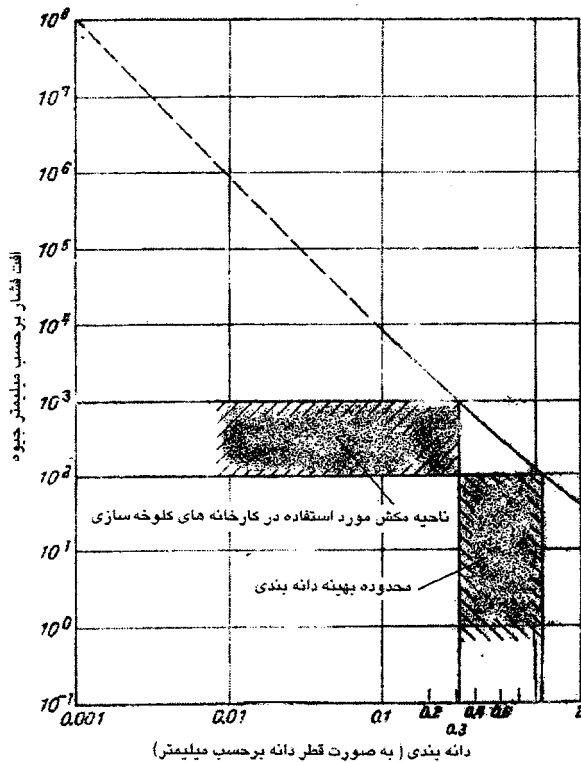
شکل ۳-۴۷: تأثیر میزان مکش یا جریان حجمی هوا بر بازده تولید [۱۰]



شکل ۳-۴۸: تأثیر نفوذپذیری بر بازده تولید کلوخه سازی [۱۰]

دانه بندی خیلی ریز و یا وجود مقدار زیاد دانه های ریز باعث افت نفوذپذیری و کم شدن بازده دستگاه و افزایش انرژی مصرفی برای مکش می شود. آزمایش نشان داده است که حد پایین دانه بندی بار  $\frac{1}{3}$  میلیمتر می باشد. لذا، بار کلوخه سازی نباید مقدار قابل ملاحظه ای ذرات کمتر از  $\frac{1}{3}$  میلیمتر داشته باشد. اولین تأثیر وجود دانه های ریز در بار

کلوخه، افزایش افت فشار است. شکل (۳-۴۹) تغییرات افت فشار را برحسب دانه‌بندی بار نشان می‌دهد. طبق این منحنی چنانچه اعمال  $\Delta p$  بیشتر از ۱۰۰۰ میلی‌متر آب مقصور نباشد، اندازه دانه‌بندی نایستی از ۰/۳ میلی‌متر کمتر باشد.



شکل ۳-۴۹: میزان مکش موردنیاز (افت فشار) برحسب دانه‌بندی بار [۱۰]

### ب) همگنی بار

این خصوصیت گذشته از تأثیر بر نفوذپذیری از نظر کیفیت کلوخه نیز اهمیت دارد و باید سعی نمود شارژ کلوخه حتی المقدور همگن باشد و از جدایش افقی سطح بار در موقع شارژ جلوگیری شود. با توسعه سیستم‌های مخلوط‌کن (میکسرها) و استفاده از پودر آهک

هیدراته و یا بتونیت در مخلوط بار کلوخه‌سازی امکان مصرف مقادیر قابل ملاحظه‌ای پودر سنگ آهن ریزدانه و یا کنسانتره فراهم شده است.

### ج) رطوبت

رطوبت موجود در بار کلوخه‌سازی یکی از مهمترین عوامل است که علاوه بر اثر تعیین کننده بر روی نفوذپذیری، تأثیر مستقیم در کیفیت کلوخه دارد. بسته به اندازه و ترکیب شیمیایی کانه‌های آگلومره شده و کنسانتره‌ها، مقدار رطوبت بهینه مخلوط خام در محدوده ۱۲-۵ درصد متغیر است. در یک مخلوط خام دارای ۱۰ درصد رطوبت، در حدود ۱۲۵ متر مکعب بخار آب در عرض چند دقیقه آزاد می‌شود. هنگامیکه از کانه‌های لیمونیت در فرآیند کلوخه‌سازی استفاده شود، تجزیه یک تن آن در حدود ۱۴۵ متر مکعب بخار آب آزاد می‌کند. علاوه بر رطوبت مخلوط خام، عبور هوا از میان لایه‌های کلوخه منجر به تولید بخار آب اضافه می‌شود. چنانچه هوا دارای یک درصد رطوبت باشد، ۹ گرم بخار آب به ازای هر متر مکعب هوا آزاد می‌شود. بایستی توجه کرد که در شرایط کلوخه‌سازی، نقطه شبنم گازهای کلوخه‌سازی در حدود ۵۳-۵۲ درجه سانتیگراد است [۳۹].

افزایش مناسب مقدار رطوبت در بار کلوخه‌سازی همراه با فرآیند مخلوط کردن داخل استوانه‌های دوار باعث می‌شود که همانند فرآیند گندله‌سازی، گندله‌های کوچک (میکروگندله) تولید شود. معمولاً قسمتی از آهک موردنیاز بار را بصورت پودر آهک کلسینه شده به بار اضافه می‌کنند که این نوع آهک نقش ماده چسبنده را بازی می‌کند و باعث بهتر کروی شدن کلوخه می‌گردد. در هر صورت چنانچه مقدار زیادی از بار کلوخه‌سازی دارای دانه‌بندی کمتر از  $\frac{1}{3}$  میلیمتر باشد و ناچار از مصرف آن باشیم، می‌توان بار را با فرآیندی جداگانه همانند گندله‌سازی بصورت گندله درآورد و سپس مصرف نمود. برای بدست آوردن حالت بهینه چسبندگی و کروی شدن، باید رطوبت براساس دانه‌بندی و نوع سنگ معدن مصرفی، مقدار مشخص باشد که هرگاه رطوبت از این درصد تجاوز کند و یا کمتر باشد مواد اولیه کلوخه بصورت گندله درنیامده و افت نفوذپذیری را به دنبال دارد. براساس آزمایشهایی که توسط کومیدر<sup>۱</sup>، برترام<sup>۲</sup> و شنک<sup>۳</sup>

انجام گرفت درصد رطوبت ایده آل برای برخی از کانی‌ها تعیین گردید که نتایج آنها در جدول (۳-۲۳) مشاهده می‌شود [۱۰]. باید توجه داشت که این نتایج جدول برای کلوخه بدون مواد گداز آور تنظیم شده است و بیشتر جنبه تئوری دارد. در شرایط واقعی گاهی لازم می‌شود که یک عامل را فدای دیگری کرد، مثلاً برای مصرف سوخت کمتر، رطوبت کمتری به بار داده و از نفوذپذیری ایده آل چشم‌پوشی کرد. مسئله مهمی که در رابطه با تنظیم رطوبت بار کلوخه‌سازی مطرح است تقطیر یا شبنم زدن می‌باشد. چنانچه مقدار رطوبت بار مقداری بیش از حد مجاز باشد (و حتی گاهی هم در حد مجاز)، بخصوص اگر درجه حرارت بار خام نیز پایین باشد، بخار حاصل از تبخیر رطوبت در سطوح بالای بستر کلوخه، در قسمت‌های پایین مجدداً تقطیر شده (شبنم می‌زند) و درصد رطوبت را در لایه‌های پایین به میزان زیادی افزایش می‌دهد. این عمل باعث جلوگیری از عبور گاز از میان بستر کلوخه شده و در شرایط حاد باعث انسداد و از کار افتادن خط تولید می‌شود.

جدول ۳-۲۳: مقدار بهینه مواد مختلف برای برخی از کانه‌ها (آهک استفاده شده دارای ۶۶/۵ درصد اکسید کلسیم است) [۱۰]

| نوع کانه                      | مقدار بهینه |           |          |              |                 | درصد ذرات برگشتی (کمتر از ۱۰ میلی‌متر) |
|-------------------------------|-------------|-----------|----------|--------------|-----------------|--|
|                               | درصد آب     | درصد کربن | درصد آهک | درصد دولومیت | درصد گود و غبار |  |
| میل اسکال <sup>۱</sup>        | ۶           | ۳         | -        | -            | -               | ۱۸                                     |
|                               | ۶           | ۳         | ۳        | -            | -               | ۱۹/۳                                   |
|                               | ۶           | ۳         | -        | ۶            | -               | ۱۸                                     |
|                               | ۶           | ۳         | -        | -            | ۶               | ۱۷                                     |
| کنسانتره سوندی نوع C          | ۸           | ۴         | -        | -            | -               | ۱۳/۴                                   |
|                               | ۸           | ۴         | ۴        | -            | -               | -                                      |
|                               | ۸           | ۴         | -        | ۵            | -               | ۲۳/۴                                   |
|                               | ۸           | ۴         | -        | -            | ۷/۵             | ۱۵/۷                                   |
| کانه آلرهای لیگن <sup>۲</sup> | ۱۴          | ۴         | -        | -            | -               | -                                      |
|                               | ۱۴          | ۴         | ۵        | -            | -               | ۲۵/۵                                   |

1- Millscale

2- Allerheiligen ore

| نوع کانه   | مقدار بهینه |              |             |                 |                   | درصد ذرات<br>برگشتی (کمتر از<br>۱۰۰ میلیمتر) |
|--|-------------|--------------|-------------|-----------------|-------------------|--|
|  | درصد آب     | درصد<br>کوبن | درصد<br>آهک | درصد<br>دولومیت | درصد گرد<br>وغبار |  |
|  | ۱۴          | ۴            | -           | ۴               | -                 | ۲۰/۴   |
|  | ۱۴          | ۴            | -           | -               | ۱۵                | ۲۰   |
| ذرات اچہ <sup>۳</sup>                                    | ۱۳          | ۵            | -           | -               | -                 | ۲۸/۳   |
|  | ۱۳          | ۵            | ۲           | -               | -                 | -  |
|  | ۱۳          | ۵            | -           | ۴               | -                 | ۲۵/۷   |
|  | ۱۳          | ۵            | -           | -               | ۱۰                | ۲۳   |
| کنسانتره<br>خیس  | ۱۳          | ۳/۵          | -           | -               | -                 | ۲۲/۲   |
|  | ۱۳          | ۳/۵          | ۷           | -               | -                 | -  |
|  | ۱۳          | ۳/۵          | -           | ۴               | -                 | ۲۳/۵   |
|  | ۱۳          | ۳/۵          | -           | -               | ۲۵                | ۲۲/۶   |
| کانه گایس<br>لینگن <sup>۱</sup>                          | ۱۴          | ۶            | -           | -               | -                 | ۲۱/۴   |
|  | ۱۴          | ۶            | -           | -               | -                 | ۲۲/۹   |
|  | ۱۴          | ۶            | ۲           | ۲               | -                 | ۱۸   |
|  | ۱۴          | ۶            | -           | -               | ۱۵                | ۱۹   |
| گرد و<br>غبار کوره بلند                                  | ۱۶          | ۸/۷          | -           | -               | -                 | ۲۵/۶   |
| گرد<br>وغبار کوره<br>بلند همراه با<br>کانه ارغوانی<br>مس | ۱۷          | ۵            | -           | -               | -                 | ۱۹/۴   |
| باقی مانده<br>پیریت<br>اسپانیایی                         | ۲۱          | ۵            | -           | -               | -                 | -  |
|  | ۲۱          | ۵            | ۶           | -               | -                 | ۳۵/۱   |
|  | ۲۱          | ۵            | -           | ۶               | -                 | ۳۱/۱   |
|  | ۲۱          | ۵            | -           | -               | ۱۵                | ۳۱/۶   |
| باقی مانده   | ۲۵          | ۶            | -           | -               | -                 | -  |

1- Echte fines

2- Geislingen ore (fine)

3 - Bochum Rienike

| نوع کانه            | مقدار پهنه |              |             |                 |                     | درصد ذرات<br>برگشتی (کمتر از<br>۱۰ میلیمتر) |
|---------------------|------------|--------------|-------------|-----------------|---------------------|---|
|                     | درصد آب    | درصد<br>کربن | درصد<br>آهک | درصد<br>دولومیت | درصد گورد<br>و عیار |   |
| پیریت بوجوم         | ۲۵         | ۶            | ۵           | -               | -                   | -   |
| رینیکه <sup>۲</sup> | ۲۵         | ۶            | -           | ۵               | -                   | -   |
| کانه ارغوانی<br>مس  | ۱۸         | ۵            | -           | -               | -                   | ۳۵/۵  |
|                     | ۱۸         | ۵            | ۲           | -               | -                   | ۴۸/۴  |
|                     | ۱۸         | ۵            | -           | ۴               | -                   | ۴۱/۷  |
|                     | ۱۸         | ۵            | -           | -               | ۱۵                  | ۳۸/۱  |

با توجه به شکل (۳-۵۰)، هرچه رطوبت گاز کمتر و درجه حرارت مخلوط بار کلوخه بالاتر باشد امکان شبنم زدن کمتر است. با استفاده از شکل (۳-۵۰)، می توان برای شرایط موجود در یک کارخانه نقطه شبنم زدن یا به عبارت دیگر حداقل دمایی که بیشتر از آن عمل تقطیر انجام نمی شود، را پیدا نمود. به عنوان مثال برای باری که ۸ درصد رطوبت دارد و در ماشینی با بازده ۱۵۰ تن در ساعت و مساحت شبکه ۱۰۰ مترمربع، تولید ویژه<sup>۲</sup>  $25 \text{ kg/m}^2 \cdot \text{min}$  خواهد بود. لذا مقدار رطوبتی که بایستی بوسیله گاز خارج شود ۲ کیلوگرم در مترمربع در دقیقه است، پس در شکل (۳-۵۰) باید از منحنی ۴ استفاده کرد. حال اگر مقدار مکش هوا ۳۵ مترمکعب در مترمربع در دقیقه باشد با توجه به منحنی، نقطه شبنم دمای ۴۰ درجه سانتیگراد است. بنابراین، بایستی دمای مخلوط بار یا شارژ کلوخه سازی را افزایش داد. راحت ترین روشی که استفاده می شود، افزایش نرمه های برگشتی بصورت گرم به بار کلوخه است.

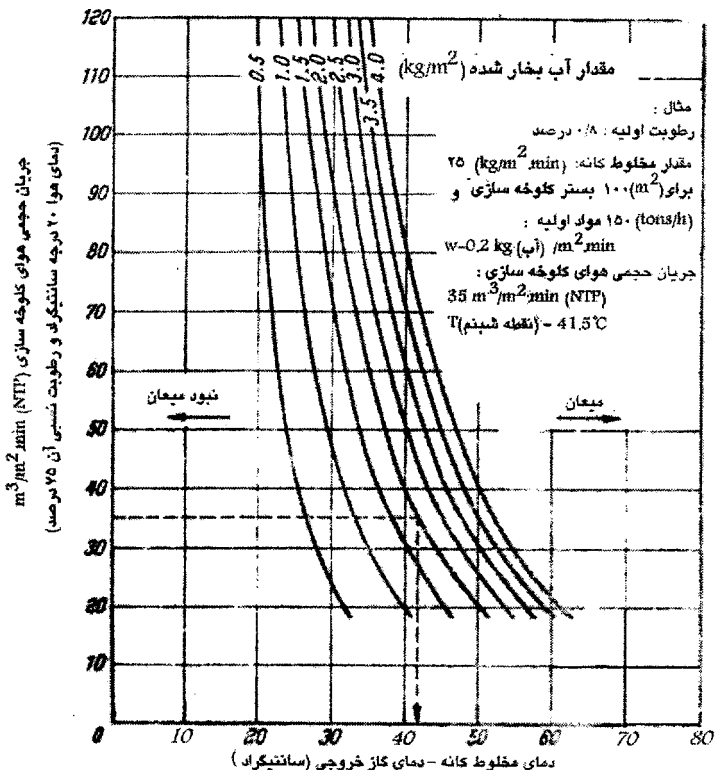
#### د) درجه حرارت بار پیش از شارژ

با توجه به مسئله ای که در بالا مطرح شد، اهمیت دمای بار پیش از شارژ کاملاً روشن می شود و بخوبی می توان دریافت که به چه صورت دمای بار پیش از شارژ روی نفوذپذیری بار تأثیر می گذارد. به هر حال با چند روش می توان بار را پیش از شارژ گرم نمود. یکی از روشها، استفاده از مشعل در مرحله مخلوط کن دوم است. روش دیگر، افزودن مقداری از برگشتی کلوخه گرم به بار است که با تنظیم مقدار مناسب آن، می توان دمای بار را به حدود ۳۰ تا ۴۰ درجه سانتیگراد رساند. با استفاده از این روش، افزایش

تولید تا ۳۰ درصد گزارش شده است [۳۹، ۲۴]. تلاشهایی برای افزایش سرعت تولید ماشینهای کلوخه‌سازی با استفاده از حرارت مواد برگشتی کلوخه در سالهای گذشته انجام شده است. روش افزودن مواد برگشتی‌های گرم به کلوخه متفاوت است. در یک پژوهش، از سه روش مختلف برای افزودن برگشتی‌های گرم به کلوخه استفاده شد. ابتدا برگشتی‌های گرم پیش از عملیات مخلوط‌سازی به مواد خام کلوخه افزوده شد در حالت دوم، برگشتی‌های گرم به کلوخه تازه تولید شده (کلوخه‌های میکروپلت) افزوده شد و در حالت سوم درصدهای متفاوت از برگشتی‌های گرم پیش از کلوخه‌سازی و پس از کلوخه‌سازی اضافه شد. دمای مواد برگشتی گرم از ۱۰۰ تا ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد متغیر بود. نتایج نشان داد نرخ تولید برای حالتی که ۹۰ درصد مواد برگشتی به کلوخه تازه تولید شده افزوده شود، بیشترین مقدار است. در این حالت ۱۰ درصد باقی مانده مواد برگشتی، به مخلوط مواد خام پیش از کلوخه‌سازی در محدوده دمایی ۴۰۰-۲۰۰ و ۱۰۰۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد اضافه شد. آزمایشها نشان داد برای محدوده دمایی ۶۰۰-۴۰۰ درجه سانتیگراد، بهتر است که ۶۰ درصد مواد برگشتی گرم به کلوخه تازه تولید شده اضافه شود [۳۹].

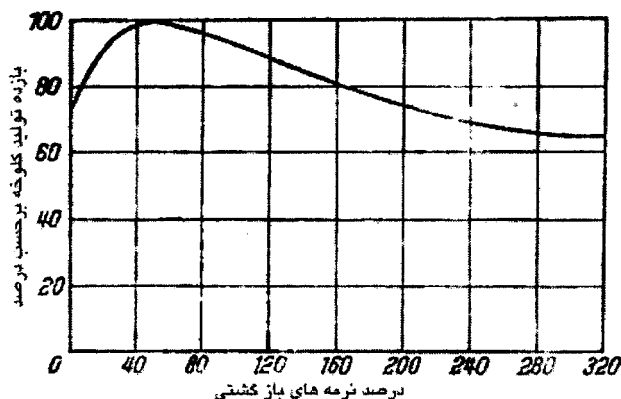
#### ه) مقدار بار برگشتی

نرمه‌های برگشتی اگرچه به صورت غیر عمدی تولید می‌شوند، اما نقش مهمی در فرآیند کلوخه‌سازی دارند. در تمام فرآیندهای جدید کلوخه‌سازی، کلوخه آماده را چندین مرتبه سرند و دانه‌بندی می‌کنند و نرمه‌های ایجاد شده را به سیستم برگشت می‌دهند. تجزیه نشان داده است، برگشت دادن نرمه‌های کلوخه به خط تولید به مقدار زیاد، باعث افزایش قابلیت عبور گاز در بستر کلوخه شده در نتیجه بهره‌وری یا میزان تولید را بالا می‌برد. بهینه‌سازی مقدار بار برگشتی از دو جهت روی بازده تأثیر می‌گذارد. از یک طرف هرچه درصد برگشتی بیشتر باشد، نفوذپذیری بار بهتر و بازده بالاتر خواهد بود و از طرف دیگر با جدا نمودن قسمتی از تولید به عنوان برگشتی مقدار تولید مفید پایین خواهد آمد. مقدار نرمه‌های برگشتی تولیدی بستگی به استحکام کلوخه تولیدی همچنین اندازه مورد نظر کلوخه دارد. چنانچه فرآیند کلوخه‌سازی در شرایط بازیسته بالا انجام شود، مقدار بیشتر نرمه کک به بهبود تولید کمک می‌کند [۴۰].



شکل ۳-۵۰: نقطه شبنم بر حسب مقدار رطوبت و فلوی هوا [۱۰]

مقدار بهینه برگشتی را می توان با رسم نموداری شبیه به شکل (۳-۵۱) برای یک فرآیند خاص تعیین کرد. در این شکل دیده می شود با افزایش درصد مواد برگشتی از صفر تا ۴۰ درصد (چهل درصد شارژ اصلی) تولید بالا می رود و بیشتر از این مقدار تولید کاهش می یابد.



شکل ۳-۵۱: تغییرات بازده تولید بر حسب درصد برگشتی کلوخه [۱۰]

#### و) ضخامت بار روی بستر کلوخه سازی

ضخامت بار روی شبکه کلوخه سازی ممکن است بین ۳۰ تا ۵۰ سانتیمتر باشد و مقدار آن بستگی به نفوذپذیری بار و میزان مکش هوا یا افت فشار دارد. ضخامت یا ارتفاع بار تأثیر مستقیم روی کیفیت کلوخه بخصوص استحکام آن دارد. هرچه ارتفاع بار بیشتر باشد، استحکام کلوخه بیشتر خواهد بود. از طرفی افزایش ارتفاع بار (چنانچه خصوصیات دیگر مانند افت فشار ثابت باشد) باعث کاهش تولید می شود.

#### ز) افت فشار

افت فشار در جعبه های هوا در اثر مقاومت لایه کلوخه در مقابل عبور هوا و گازها به وجود می آید. بدیهی است هرچه نفوذپذیری کمتر باشد افت فشار برای عبور مقدار معینی هوا و گاز بیشتر خواهد بود و بنابراین این خصوصیت بستگی به نفوذپذیری بار و مقدار گازهایی که باید در واحد زمان و واحد سطح مکیده شود، دارد.

#### ح) میزان مکش و جریان هوا

میزان مکش یا فلوی هوا تابعی از افت فشار و بازده تولید مورد نیاز یا به عبارت دیگر تابعی است از سرعت قائم پخت مورد نیاز که باید تأمین شود. این عامل را باید با سایر عوامل متعادل نمود.

**د) سرعت قائم پخت**

عبارتست از سرعت حرکت جبهه احتراق از بالا به پایین. این خصوصیت نسبت مستقیم با بازده یا تولید ویژه دارد و مقدار آن بستگی به فلوی هوا دارد.

**ت) سرعت حرکت زنجیر یا بستر کلوخه‌سازی**

سرعت حرکت زنجیر کلوخه‌سازی باید طوری تنظیم شود که در محفظه احتراق، احتراق کامل در سطح بار بوجود آید و عمل کلوخه‌سازی در پایان خط تولید کامل شود. عبارت دیگر جبهه احتراق در پایان خط تولید به کف شبکه برسد. تنظیم سرعت حرکت زنجیر با توجه به سرعت قائم پخت و وضعیت احتراق اولیه صورت می‌گیرد.

با توجه به آنچه گفته شد معلوم می‌شود که کلیه عوامل به نحوی به یکدیگر مربوط هستند و هر کدام به روشی بر بازده فرآیند کلوخه‌سازی و کیفیت نهایی کلوخه تأثیر می‌گذارند. بازده کلوخه‌سازی را می‌توان با رابطه‌های مختلف نشان داد که ساده‌ترین آن در رابطه (۳-۵۵) آمده است [۲۴]:

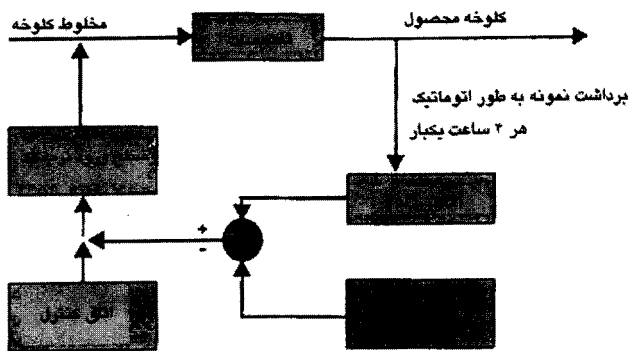
$$m = K S d V \alpha \quad (3-55)$$

در رابطه بالا،  $m$  بازده تولید (تن در ساعت یا تن در شبانه‌روز)،  $S$  مساحت مفید زنجیر یا شبکه (مترمربع)،  $d$  وزن مخصوص بار (به صورت مخلوط)،  $V$  سرعت قائم پخت،  $\alpha$  ضریبی برای نشان دادن در صد آگلومره خوب و  $K$  ضریبی ثابت برای یک فرآیند خاص است. گاهی نیز بازده را بصورت تن بر مترمربع در ساعت یعنی مقدار تولید به ازاء یک مترمربع سطح شبکه در واحد زمان بیان می‌کنند. این حالت برای مقایسه دو فرآیند مختلف گویاتر است.

**۳-۱۱-۱۰) کنترل کیفیت کلوخه در شرکتهای مختلف**

تا سالهای ۱۹۸۳ مهمترین پارامتر کیفی کلوخه که مورد توجه قرار داشت، استحکام سرد کلوخه بود. در آن هنگام به منظور فراهم نمودن حداکثر استحکام، مقدار خرده کک مصرفی بار را تعدیل کردند و مشاهده شد احیاپذیری کلوخه افزایش چشمگیری یافت. این امر همانطور که قبلاً بیان شد بدلیل کاهش مقدار  $FeO$  کلوخه می‌باشد [۴۱].  $FeO$  موجود در کلوخه مهمترین خصوصیتی است که می‌توان برای کنترل پارامترهای کیفی هر واحد کلوخه‌سازی به آن توجه کرد. از این رو در شرکتهای مختلف کلوخه‌سازی توجه زیادی

به مقدار و نحوه کنترل آن می‌کنند. بعنوان مثال، در شرکت هوگوون<sup>۱</sup>، مقدار FeO کلوخه را با تعدیل خرده کک مصرفی در محدوده بالاترین و پایین‌ترین حد کنترل می‌کنند که این کار با آنالیز FeO نمونه‌های مختلف کلوخه انجام می‌شود [۴۱]. شکل (۳-۵۲) شیوه کنترل FeO در شرکت هوگوون را نشان می‌دهد. در یکی از شرکتهای فنلاندی برای کنترل و بهبود کیفیت کلوخه، ارتفاع بستر کلوخه‌سازی را تغییر دادند و اثر آنها را بر روی مقادیر سیلیس، بازیسیته و FeO بررسی نمودند که نتایج آنها قبلاً در شکل (۳-۲۰) آمده است.



شکل ۳-۵۲: سیستم کنترل مقدار FeO بصورت روزانه در شرکت هوگوون [۴۱]

در شرکت وی.اس.پی<sup>۱</sup> هند دو کوره بلند موجود است که از بزرگترین کوره بلندهای موجود در هند است. هر کدام از آنها حجمی معادل ۳۲۰۰ مترمکعب دارند و ۸۰ درصد بار آنها بصورت کلوخه است. در این شرکت به مدت ۴۵ روز، ۲۲ نمونه از دستگاه‌های کلوخه‌سازی گرفته شد. نتایج این نمونه‌ها نشان داد که هرچه مقدار FeO کلوخه بیشتر باشد، شاخص RDI بهبود یافته و میزان خرد شدن کلوخه کمتر است [۴۲]. شبیه این آزمایش در شرکت هوگوون انجام شد و نتایج بالا را تأیید کرد [۴۱].

در سال ۱۹۸۷ مجتمع‌های آهن و فولاد نوولیتسک<sup>۱</sup> و سبیری غربی<sup>۲</sup> با تغییر فناوری مخلوط‌سازی سوخت، نحوه توزیع آن را بهبود بخشیده و کیفیت کلوخه تولیدی را ارتقاء دادند. آنالیز دانه‌بندی و ترکیب شیمیایی بستر کلوخه در روشهای معمول مخلوط‌سازی مواد نشان می‌دهد که مقدار کربن در نواحی بالا و پایین بستر تقریباً یکسان است. این امر موجب می‌شود که دمای بخشهای پایین بستر از میزان مجاز تجاوز کند، اما دمای سطح بستر کمتر از حد لازم است. در این حالت، مصرف سوخت بیشتر از حد لازم می‌باشد. دو شرکت فوق در یک کار ابتکاری بیشتر سوخت جامد را در انتهای مخلوط‌کن استوانه‌ای به بار افزودند. با استفاده از این روش مصرف سوخت جامد ۱۰-۸ درصد کاهش یافت. همچنین افت فشار در سیستم مکش ۲/۵ درصد کاهش و علاوه بر کاهش FeO، استحکام کلوخه نیز افزایش یافت. در عین حال دما حدود ۱۵۰ درجه سانتیگراد افزایش یافت. بررسی مراحل چرخه پخت نشان می‌دهد که با افزودن سوخت در مراحل انتهایی به مخلوط‌کن، ارتفاع جبهه احتراق در بستر افزایش می‌یابد [۴۳].

هنگامیکه مقدار مواد نرمه و ریز در مخلوط کلوخه‌سازی افزایش می‌یابد، بخشی از ذرات کک در مرحله مخلوط‌سازی در داخل کلوخه‌ها محبوس شده و فرصت کمی برای واکنش دادن با اکسیژن دارند. در این حالت مصرف سوخت بالا می‌رود در نتیجه محیط احیایی تر شده و درصد FeO در کلوخه تولیدی افزایش می‌یابد. اما افزودن کک در مراحل انتهایی مخلوط‌سازی نه تنها مشکل مربوطه را برطرف می‌کند، بلکه خاصیت کلوخه‌شوندگی نرمه‌ها را آسانتر می‌کند و در انتها ذرات سوخت بین کلوخه‌ها و دانه‌های سنگ آهن واقع شده و بهترین شرایط احتراق را فراهم می‌آورند.

تحقیقاتی هم در مورد کنترل و تعیین مقدار بهینه FeO در واحد کلوخه‌سازی ذوب آهن اصفهان انجام شده است. با بررسی شرایط کارخانه‌های مختلف و مقایسه آنها با ذوب آهن به نظر می‌رسد که تأخیر در افزودن کک در واحد مخلوط‌سازی بهترین روش ممکن است. اما در این حالت علیرغم کاهش مقدار FeO استحکام کلوخه تولیدی کاهش نیافت [۲۸].

بطور کلی مزایا و تفاوت‌های تأخیر در افزودن کک نسبت به روش‌های سنتی مخلوط‌سازی به شرح زیر است [۴۴-۴۳]:

۱- چنانچه مقداری از سوخت جامد در مرکز کلوخه واقع شود نه تنها نقش گرم‌مازایی ندارد بلکه عامل کاهش دما می‌باشند، زیرا کربن آنها با اکسیدهای آهن، واکنش‌های گرماگیر احیاء انجام می‌دهد.

۲- در اثر احیاء اکسیدهای آهن واقع در مرکز ذرات درون مخلوط‌کن، مقداری FeO تولید می‌شود که در مراحل بعدی اکسید نشده زیرا در اثر ترکیب با سیلیس تشکیل فایالیت می‌دهد.

۳- در روش جدید مخلوط‌سازی چون درصد بیشتری از سوخت که در نقاط سطحی ذرات واقع شده، سریعتر و بهتر می‌سوزد لذا در مراحل بعدی پخت، هوا و اکسیژن مکیده شده به مصرف اکسیداسیون FeO و مگنتیت می‌رسد.

### ۳-۱۱-۱۱) ایجاد مناسب‌ترین فاز برای احیاء پذیری

سرعت احیاء را می‌توان بوسیله معادله زیر بیان نمود [۱۰]:

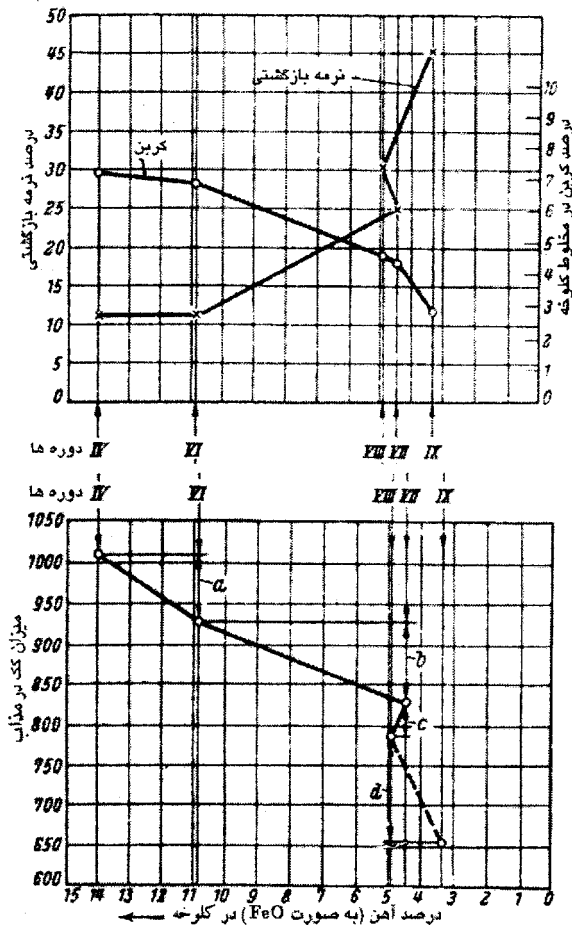
$$V = KF(C_{CO_2}^{eq} - C_{CO_2}^o) \quad (3-56)$$

در رابطه (۳-۵۶)، F، سطح تماس گاز و جامد برای واکنش، K ضریب ثابت سرعت احیاء که بستگی به دما، درجه احیاء و... دارد.  $C_{CO_2}^o$  میزان دی‌اکسید کربن موجود در فاز گازی و  $C_{CO_2}^{eq}$  بیشترین مقدار دی‌اکسید کربن که می‌تواند در حالت تعادل در فاز گازی وجود داشته باشد. خصوصیات F، K و  $C_{CO_2}^{eq}$  را می‌توان بوسیله فرآیند کلوخه‌سازی تحت تأثیر قرار داد. برای افزایش نرخ احیاء در کلوخه باید تلاش نمود فازهایی با بیشترین مقدار  $C_{CO_2}^{eq}$  تولید شود. تحقیقات انجام شده توسط شنک نشان داده است که مقدار  $C_{CO_2}^{eq}$  برای فازهای مختلف مانند اکسید آهن خالص و ترکیباتی از اکسید آهن با CaO، سیلیس، MgO و  $Al_2O_3$  بسیار متفاوت است (به بخش ۳-۱۱-۶ و ۳-۱۱-۷ مراجعه شود) [۱۰].

با توجه به شکل (۳-۳۵) مشاهده می‌شود ترکیبات سیلیس و FeO دارای کمترین مقدار  $C_{CO_2}^{eq}$  است. به همین ترتیب با توجه به معادله (۳-۵۶)، سطح واکنش یا سطح مخصوص بار (F) باید بیشینه باشد. با مصرف کک کمتر و دمای پایین‌تر در ناحیه احتراق، کلوخه تخلخل بیشتری خواهد داشت. البته باید توجه کرد که این روش باعث کاهش

استحکام کلوخه می‌شود. ضریب K را نیز می‌توان در کلوخه‌سازی افزایش داد. بطور نمونه زمانی که آهن در کلوخه بصورت هماتیت باشد، ضریب K بیشترین مقدار را دارد. زیرا برخلاف FeO که ترکیباتی با احیاءپذیری کم با سیلیس (فایالیت) و آلومینا (اسپینل) ایجاد می‌کند، در مورد هماتیت اینگونه نمی‌باشد.

موضوع بالا زمانی که کلوخه‌سازی با درجه اکسیداسیون زیاد در سال ۱۹۵۰ بررسی می‌شد، کشف گردید [۱۰]. در آن زمان مشاهده شد کلوخه‌هایی که با کک کم پخته شده‌اند و درجه اکسیداسیون آنها بالاست هنگامیکه در کوره بلند مصرف شوند، درصد کک مصرفی کاهش می‌یابد (در صورتی که ظاهراً چنین بنظر می‌رسد احیاء هماتیت نسبت به FeO و مگنتیت به کک بیشتری نیاز دارد). با استفاده از این نکته در کلوخه‌سازی، سوئدی‌ها برای چندین سال رکورددار کمترین مصرف کک در دنیا بودند. باید دانست که FeO در کلوخه معمولاً بصورت آزاد نیست که توسط تجزیه شیمیایی تعیین شود بلکه بصورت فایالیت و یا در ساختمان مگنتیت وجود دارد. شکل (۳-۵۳) تأثیر خصوصیات مختلف را بر کک مصرفی در کوره بلند بخوبی نشان می‌دهد. طبق این شکل، هر چقدر درصد کک در کلوخه کمتر باشد، درجه اکسیداسیون بالاتر بوده در نتیجه درصد FeO کمتر است. همچنین کاهش درصد FeO در کلوخه معادل با کاهش مصرف کک در کوره بلند است. از طرفی افزایش مواد برگشتی به بار کلوخه، معادل با کاهش کک است و همان تأثیر را بر درجه اکسیداسیون دارد.



شکل ۳-۵۲: تأثیر انواع کلواخه در مصرف کک در کوره بلند [۱۰]

### ۳-۱۲) گندله سازی

ایده ساخت گندله زمانی بوجود آمد که برای تغلیظ کانی های فقیر آهن و کانی های حاوی ناخالصی های مضر مجبور شدند سنگ معدن آهن را تا اندازه های کمتر از میلیمتر خرد کنند. در این حالت، مقدار زیادی کنسانتره در اندازه های کمتر از ۰/۱ میلیمتر ایجاد می شود که نمی توان آنرا در کوره بلند یا کلواخه سازی مصرف نمود. افراد و مراکز متعددی روی مسئله تبدیل کنسانتره سنگ آهن به محصول قابل مصرف در کوره بلند کار

کردند و کم و بیش به نتایج مشابهی نیز رسیدند. ایده غلتاندن پودر کانی‌های مرطوب شده در یک استوانه به منظور تولید گندله اولین بار توسط شخصی بنام اندرسن<sup>۱</sup> در سوئد ابداع شد. ابداع او که در سال ۱۹۱۳ صورت گرفت هرگز استفاده تجارتي پیدا نکرد و کارهایش به فراموشی سپرده شد [۴۵،۱۶]. فرآیند مشابهی در سالهای ۱۹۳۰ در آلمان بوسیله براکلزبرگ<sup>۲</sup> مورد استفاده قرار گرفت و تا مرحله نیمه صنعتی پیش رفت اما توسعه بیشتری پیدا نکرد [۱۶]. در این روش از سیلیکات سدیم به منظور چسب استفاده می‌شد. در همان زمان در آمریکا نیز دو نفر بنامهای بارت و دین<sup>۳</sup>، فرآیند تولید گندله از پودر کانه آهن را بدون افزودن ماده چسبنده آزمایش کردند و گندله‌های تولیدی را از دمای ۵۰۰ درجه سانتیگراد تا دمای نرم شدن سخت نمودند [۱۶].

تقریباً همزمان با آزمایشهای دو نفر بالا، ای. دبلیو. دیویس<sup>۴</sup> و همکارانش که بیش از ۳۰ سال در دانشگاه مینه سوتا<sup>۵</sup> روی مسئله خرد کردن، تغلیظ و آگلومراسیون کانی‌های کم‌عیار کار می‌کردند، یک روش گندله‌سازی را که شامل گندله کردن در یک استوانه دوار و پختن گندله در یک کوره تنوره‌ای بود، آزمایش نمودند. ای. دبلیو. دیویس در زمره اولین کسانی بود که در دانشگاه مینه سونا با مخلوط کردن پودر سنگ آهن آب و بنتونیت و چرخاندن آن در یک استوانه موفق شد گندله‌هایی با قطر ۱۰ تا ۳۰ میلیمتر بسازد [۴۵،۱۶]. پس از جنگ جهانی دوم، آزمایشهای گندله‌سازی توسط یرنکتورت<sup>۶</sup> در سوئد ادامه پیدا کرد [۱۶]. در سال ۱۹۵۰ مشخص شد که گندله‌سازی یک روش صنعتی و قابل اجرا برای آگلومراسیون کنستانتره‌های بسیار ریز است در نتیجه با توسعه این فرآیند در مقیاس صنعتی امکان بهره‌برداری اقتصادی از معادن کم‌عیار آهن فراهم آمد. اولین کارخانه گندله‌سازی در مقیاس تجارتي در سوئد در اوایل دهه ۱۹۵۰ با ظرفیت حدود ۱۰ تا ۶۰ هزار تن در سال شروع بکار کرد [۱۶]. در سال ۱۹۵۵ در آمریکا، اولین کارخانه با ظرفیت بیش از ۶ میلیون تن در سال شروع به تولید گندله کرد [۱۶]. این کارخانه از روش زنجیر دوار برای پخت گندله استفاده نمود. فرآیند گندله‌سازی در آمریکا و اروپا، پس از

1- Anderson  
2- Brackelsburg  
3- Dean  
4- E.W.Davis  
5- Minnesota  
6- Jernkontoret

ابداع با سرعت بسیار زیادی رشد کرد بطوریکه تولید سالانه گندله در آمریکا و کانادا از یک میلیون تن در سال ۱۹۵۸، به ۵۲ میلیون تن در سال ۱۹۶۶ و ۷۰ میلیون تن در سال ۱۹۷۰ رسید [۱۶]. علت این افزایش سریع ظرفیت تولید این بود که گندله کیفیت بسیار خوبی را به عنوان بار کوره بلند از خود نشان داد. دلایل عمده کیفیت مطلوب گندله بعنوان بار کوره بلند عبارتند از:

۱- شکل کروی و اندازه تقریباً یکسان و مشابه ذرات گندله باعث می شود که بطور یکنواخت در تنوره کوره بلند پخش شوند در نتیجه از انسداد جریان گاز در تنوره کوره بلند جلوگیری می شود. همچنین تبادل حرارتی خوبی بین مواد برقرار شده و نزول یکنواخت بار در کوره بلند ایجاد می شود.

۲- گندله در مقایسه با کلوخه، ترکیب شیمیایی یکنواخت تری دارد. همچنین درصد آهن آن بالاتر است. از طرفی به دلیل تخلخل بیشتر آن در مقایسه با کلوخه، احیاءپذیری بهتری دارد.

تنها عیبی که می توان برای گندله به عنوان بار کوره بلند ذکر کرد این است که این محصول معمولاً اسیدی می باشد (بازیسته آن کمتر از یک است). تولید گندله با بازیسته بیشتر از یک عملی است لکن به دلایل اقتصادی به آن توجه نشده است.

طرح یک فرآیند گندله سازی با استفاده از کوره تنوره ای در شکل (۳-۵۴) نشان داده شده است. شکل (۳-۵۴) نشان می دهد طرح کلی فرآیند گندله سازی، همانند کلوخه سازی است. بونکرها، سیستم های حمل و نقل مواد و مخلوط کن ها بطور کامل و سیستم های احتراق، تخلیه، دودکش و روش های تمیز کردن غبار تقریباً با کلوخه سازی مشابه است. تفاوت این روش با روش کلوخه سازی، مربوط به مرحله تهیه گندله خام و پخت آن است. وقتی از روش زنجیر متحرک برای پخت استفاده می شود ظرفیت آن در مترمربع کمتر از ظرفیت کلوخه سازی است. تفاوت عمده این دو روش این است که گندله سازی عمدتاً در محل معدن انجام می گیرد اما کلوخه سازی در کارخانه ذوب آهن و نزدیک کوره بلند انجام می شود. براساس شکل (۳-۵۴) فرآیند گندله سازی را می توان در سه مرحله بصورت زیر تقسیم بندی کرد:

## ۱- آماده کردن مواد اولیه

مواد اولیه گندله سازی عمدتاً کنستانتره مرطوب سنگ آهن می باشد. اغلب کنستانتره سنگ آهن را مجدداً آسیاب می کنند، بطوریکه ۸۰ درصد ذرات آن ریزتر از ۳۵۰ مش (۴۴ میکرومتر) باشد شرکت هاچ<sup>۱</sup> شرایط دانه بندی زیر را به عنوان بهترین حالت به شرکت فولاد مبارکه پیشنهاد کرده است [۴۶]:

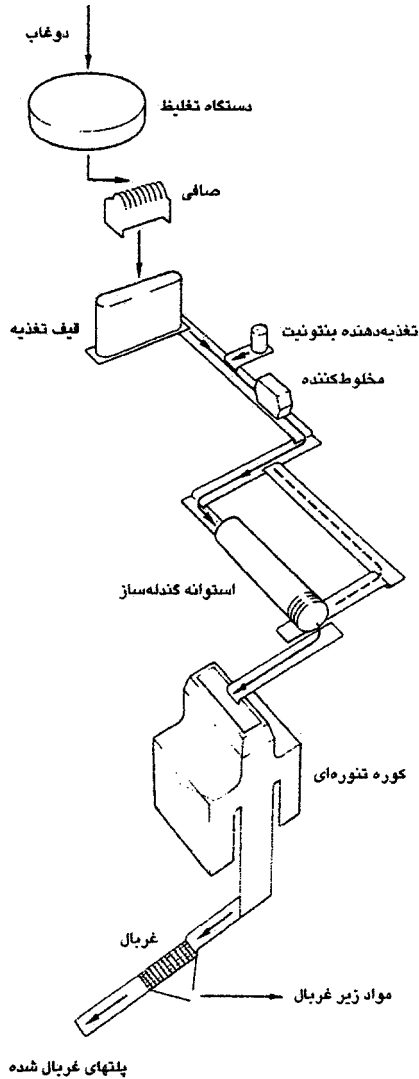
- مش ۲۰۰ + ۵ درصد <

- مش ۳۲۵ - ۸۵ - ۷۵ درصد

- ذرات کمتر از ۱۰ میکرون ۳۰ - ۲۵ درصد

- مساحت سطحی ذرات برای گندله های اسیدی با یک درصد مواد گداز آور، ۱۹۵۰-۱۷۵۰ سانتیمتر مربع بر گرم.

در مرحله آماده کردن مواد اولیه، کنستانتره تغلیظ و فیلتر می شود تا رطوبت آن به حدود ۱۰ درصد برسد سپس مقدار کافی بتونیت یا موادی مانند کلرید سدیم یا کلرید کلسیم و... (بصورت چسب بین ذرات عمل می کنند) اضافه و مخلوط می کنند. گاهی اوقات لازم است که رطوبت بار را کاهش داد که این عمل بوسیله افزودن مواد خشک انجام می شود.



شکل ۳-۵۴: طرح یک کارخانه گندله‌سازی با استفاده از کوره تنوره‌ای [۱۶]

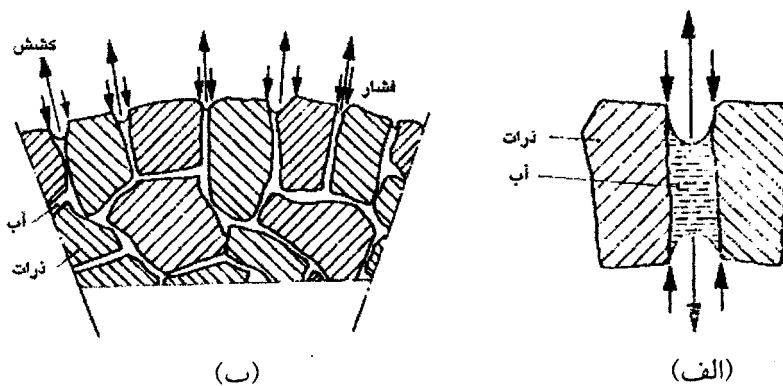
## ۲- گندله‌سازی

مواد اولیه مرطوب توسط عبور از میان یک استوانه دوار یا توسط دیسکهای دوار بصورت گندله‌های ریز یا فندقه در می‌آیند. در اثر خاصیت کشش سطحی و نیروی موینگی (شکل ۳-۵۵) گندله‌هایی به قطر ۱۰ تا ۳۰ میلیمتر برحسب زمان دوران دیسک

بوجود می‌آید. این گندله‌های تر را اصطلاحاً گندله خام (تبله) می‌نامند. یک استوانه گندله‌سازی برای تولید ۴۰ تا ۵۰ تن گندله در ساعت، حدوداً ۹ متر طول و ۲/۷ متر قطر دارد که معمولاً با شیب ۵ تا ۱۵ درجه نسبت به افق با سرعت ۱۰ تا ۱۵ دور در دقیقه می‌چرخد. معمولاً یک کوره پخت گندله بوسیله تعدادی دستگاه گندله‌سازی (مثلاً ۵ عدد) که بطور موازی کار می‌کنند، تغذیه می‌شود. گندله‌های تولیدی معمولاً سرند می‌شوند و قسمت روی سرند به کوره پخت می‌روند.

### ۳- پختن یا سخت کردن گندله‌ها

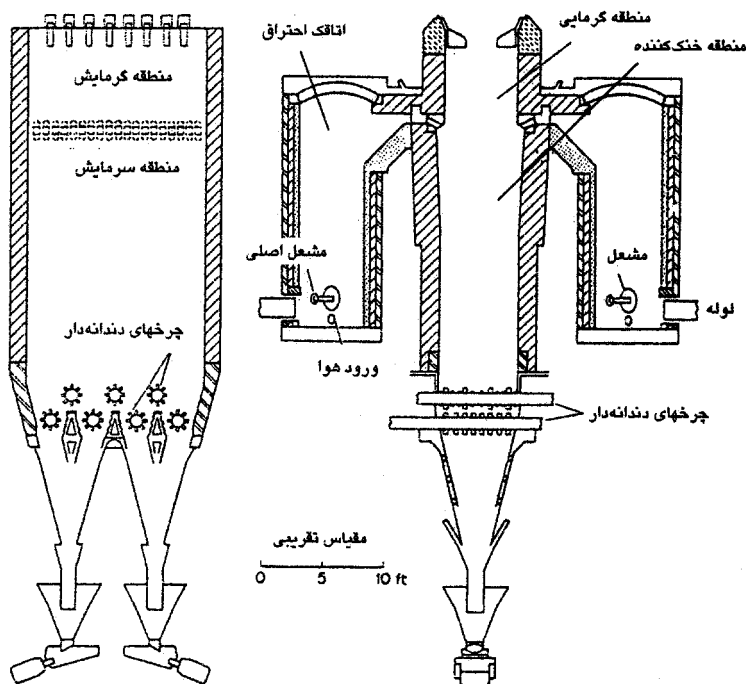
گندله خام استحکام بسیار کمی دارد. در این مرحله در کوره در دمای بیش از ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد پخته و سفت می‌شود. گندله‌ها در هنگام گرم شدن بر اثر تبلور مجدد فازها، واکنشهای شیمیایی بین مواد و چسب‌های افزودنی، ایجاد فازهای شیشه‌ای و سایر فرآیندها کاملاً سخت می‌شود، بطوریکه به راحتی می‌توان آنها را جابجا کرد بدون اینکه خرد شوند و یا نرمه و گرد و غبار تولید کنند. معمولاً پختن گندله شامل سه مرحله خشک کردن، احتراق و سرد کردن است. از سه وسیله یا کوره مختلف به نامهای کوره تنوره‌ای قائم، شبکه یا بستر متحرک و مجموعه کوره و شبکه می‌توان برای پختن گندله‌ها استفاده کرد. در ادامه هر کدام از سه روش به اختصار شرح داده شده است.



شکل ۳-۵۵: الف) نمایش نیروهای کشش و فشار مویینگی بین دو ذره، ب) اثر استحکام کششی و فشاری گندله‌های خام در مکانیزم اتصال ذرات تر [۴۵]

## الف) کوره تنوره‌ای

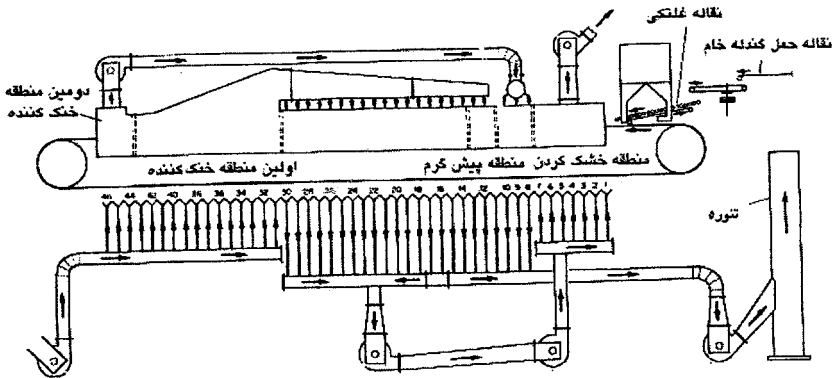
این کوره که طرح آن در شکل (۳-۵۶) نشان داده شده است، قدیمی‌ترین وسیله برای پختن گندله است. ابعاد چنین کوره‌ای بطور نمونه از این قرار است: ارتفاع حدود ۱۴ متر، سطح مقطع مستطیل و با ابعاد  $۴/۲ \times ۱/۸$  متر و ظرفیت ۱۰۰۰ تن در روز. مواد سوختی در اتاقک احتراق که در دو طرف کوره قرار دارند، می‌سوزد و گازهای حاصل از احتراق بداخل کوره فرستاده می‌شود و همراه با هوایی که از پایین کوره بطرف بالا جریان دارد، فرآیند سوختن کامل و باعث تف‌جوشی ذرات و پخته شدن گندله می‌شود. در قسمت پایین کوره چرخهای دندانه‌داری بنام چانک بریکر<sup>۱</sup> وجود دارد که کار آنها خرد کردن توده‌های بهم چسبیده گندله است. بطوری که گندله‌های سخت شده بتوانند به راحتی از قسمت پایین به خارج هدایت شوند. کوره‌های تنوره‌ای براساس جریان متقابل گاز و جامد کار می‌کند و حرارتی که از هوا در قسمت پایین کوره برای سرد کردن گندله‌ها جذب شده است در قسمت بالا به مصرف گرم کردن و پختن گندله‌ها می‌رسد. بنابراین این کوره‌ها دارای بازده حرارتی خوبی دارند. لازم به ذکر است که برای پخت کنستانتره‌های مگنتیت به مصرف انرژی حرارتی در حدود  $۴۲۰ - ۵۳۰$  kJ/kg (۴۰۰ تا ۵۰۰ هزار BTU) برای هر تن گندله نیاز است [۱۶]. تنها عیب این کوره‌ها ظرفیت محدود آنها است.



شکل ۳-۵۶: نمایی از کورهٔ تنوره‌ای قائم [۱۶]

### (ب) روش بستر متحرک<sup>۱</sup>

همانطور که در شکل (۳-۵۷) مشاهده می‌شود، این دستگاه شبیه ماشین کلوخه‌سازی است. در این سیستم گندله خام روی شبکه یا بستر متحرکی که بطور دائم حول دو محور در حرکت است، شارژ می‌شود و ضمن حرکت، مراحل مختلف خشک شدن، پخته شدن و سرد شدن را طی می‌کند. می‌توان با لایه‌ای از گندله‌های پخته شده، کف و دیواره‌های بستر را محافظت کرد.

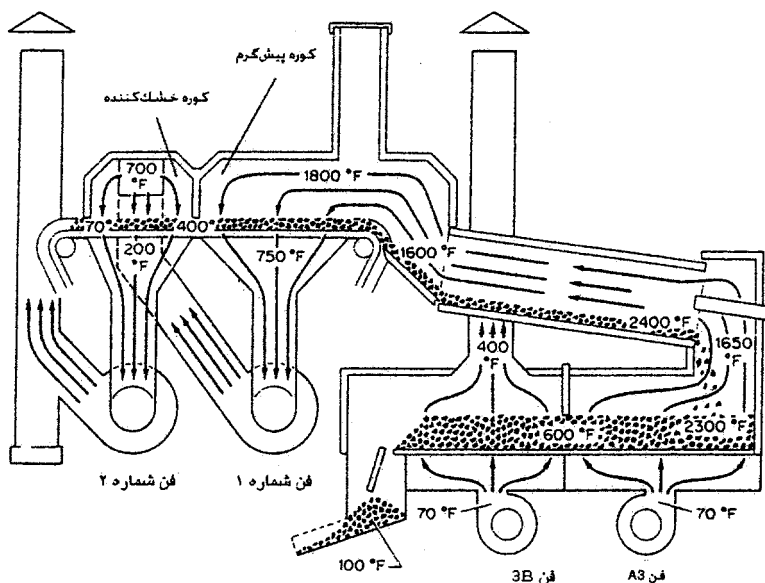


شکل ۳-۵۷: نمایی از طرح ماشین پخت گندله به روش بستر متحرک [۱۶]

بستر دستگاه دارای عرض ۳ متر و طول ۶۰ تا ۹۰ متر است. ضخامت گندله شارژ شده حدود ۴۰ سانتیمتر بوده و سرعت تولید در حدود ۱۵۰ تا ۲۰۰ تن در ساعت است. این روش بسیار انعطاف پذیر می باشد و به راحتی می توان سرعت خشک کردن، پختن و سرد کردن را برای شارژهای مختلف تغییر داد. در این سیستم حدوداً ۲۵ درصد از سطح شبکه برای خشک کردن، ۴۰ درصد برای پیشگرم کردن و پختن و ۳۵ درصد بقیه برای سرد کردن استفاده می شود.

### ج) روش کوره و شبکه<sup>۱</sup>

همانطور که شکل (۳-۵۸) نشان می دهد، گندله های خام ابتدا روی شبکه یا بستر متحرک خشک شده و تا دمای ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد پیشگرم می شوند، سپس در یک کوره دوار پخته و در قسمت بعدی سرد می شود. شبکه یا بستر نسبت به روش قبل کوتاه تر بوده بطوریکه طول بیش از ۳۰ تا ۳۶ متر نیست. کوره دوار نیز ۳۶ متر طول و ۴/۵ متر قطر دارد. در چنین سیستمی می توان در حدود ۲۰۰ تن در ساعت گندله تولید نمود. در این روش نیز هوای گرم حاصل از قسمت خنک کردن در کوره مصرف می شود و هوای گرم خروجی از کوره برای خشک کردن و پیش گرم کردن مورد مصرف قرار می گیرد.



شکل ۳-۵۸: نمایی از سیستم پخت گندله به روش کوره و شبکه [۱۶]

صنعت گندله‌سازی از جهت پیشرفتهای فنی و فناوری هنوز در نیمه‌های راه است و پژوهشهای گوناگونی در مورد جنبه‌های مختلف آن در حال انجام است. بعنوان مثال، تلاش می‌شود انرژی حرارتی لازم را برای پخت گندله کاهش و یا حذف کرد. بعبارت دیگر گندله‌هایی ساخته شود که پس از مرحله خشک کردن استحکام کافی داشته باشد. از حدود دو دهه پیش ایده مصرف سوخت جامد در گندله‌سازی به منظور افزایش ظرفیت تولید و کاهش مصرف انرژی مطرح شده است. این روش در ابتدا فقط برای کارخانه‌هایی که از کنسانتره‌های صد درصد هماتیته استفاده می‌کردند، مفید تشخیص داده شد اما امروزه در واحدهای که مخلوطی از هماتیت و مگنتیت مصرف می‌کنند، مصرف سوخت جامد توصیه شده است.

پژوهشهای متعددی با همکاری مجتمع فولاد مبارکه در راستای امکان استفاده از سوخت جامد در واحد گندله‌سازی شرکت فولاد مبارکه انجام شده است [۴۷]. در این راستا آزمایشهای متعددی در مجتمع فولاد مبارکه بر روی سنگ آهن گل‌گهر و چادرمو

انجام شد. مخلوط سنگ آهن همراه با زغال در آزمایشگاه پایلوت مجتمع فولاد مبارکه آزمایش شد و نتایج جدول (۳-۲۴) بدست آمد. با توجه به مصرف مخلوط سنگ آهن گل گهر و چادرملو در شرکت فولاد مبارکه، آزمایشهای متعدد نشان داد که مصرف زغال از نوع آتراسیت با کربن ثابت ۶۵ درصد در مخلوط شارژ بهترین نتایج را دارد. با توجه به جدول (۳-۲۴) معلوم می شود که بهترین بازده تولید مربوط به ارتفاع بستر ۴۵ سانتیمتر و زیر بستر ۵ سانتیمتر است. علیرغم ارتفاع کم بستر، دمای گازهای خروجی کمتر از ۲۵۰ سانتیگراد است که باعث افزایش عمر قطعات دستگاه ماشین پخت می شود. شرایط بهینه رژیم پخت و دستورالعمل های لازم به شرکت مبارکه اعلام شده است. محاسبات نشان داد که در صورت اعمال شرایط بهینه در شرکت فولاد مبارکه، سالانه حدود چهل هزار تن زغال مصرف می شود و در مقابل مصرف گاز طبیعی در حدود ۳۶ درصد یعنی ۹۰ میلیون مترمکعب کاهش می یابد. ظرفیت تولید در این شرایط بیش از ۳۰ درصد افزایش می یابد. مصرف انرژی الکتریکی نیز بعلاوه آزاد شدن ظرفیت تهویه کننده ها کاهش می یابد. در مجموع معلوم شد که اجرای این طرح سالانه بالغ بر ۵۰ میلیارد تومان بازدهی اقتصادی به همراه دارد. نکته مهم این است که برای اجرای این طرح، تجهیزات اصلی سیستم پخت گندله تغییری نخواهد کرد [۴۷].

بعنوان یک راهنما برای انتخاب بار کوره بلند بهتر است که خصوصیات یک گندله خوب یا بهینه را دانست. اگرچه چنین خصوصیتی استاندارد نشده اما موارد زیر می تواند کمک خوبی برای شناخت یک گندله با خصوصیات بهینه باشد [۱۶، ۲۴].

۱- تغییرات ترکیب شیمیایی در محدوده  $\pm 0.3\%$  درصد برای آهن و  $\pm 0.2\%$  درصد

برای سیلیس

۲- دانه بندی ۹۰ درصد ذرات در محدوده ۱۶- تا ۹/۵+ میلیمتر

۳- استحکام

الف) براساس استاندارد ASTM حداقل ۹۴ درصد ذرات (۶/۳+ میلیمتر) و حداکثر ۷

درصد آنها (۳۰- مش)

ب) استحکام متوسط فشاری گندله ها ۲۵۰ کیلوگرم

۴- احیاء پذیری

$$\frac{dR}{dt} (60 \text{ min}) = \%65 \text{ احیاء نرخ}$$

ب) حداقل مقدار احیاء شدن در آزمایش گاکوشین ۶۰ درصد

۵- LTBT به روش شیبا کمتر از ۳ درصد ( $1^{\text{mm}}$ )

۶- نفوذپذیری براساس آزمایش بورگارت<sup>۱</sup>. افت فشار پس از ۸۰ درصد احیا شدن،

۲۰ میلیمتر آب

$$\frac{dR}{dt} (60 \text{ min}) = \%65 \text{ احیاء نرخ}$$

ب) حداقل مقدار احیاء شدن در آزمایش گاکوشین ۶۰ درصد

۷- تورم. حداکثر تورم ۲۰ درصد حجمی

۸- تخلخل ۲۰ تا ۳۰ درصد

جدول ۲-۲۴-۲- افزایش ظرفیت در رژیمهای مختلف چخت کننده در آزمایشگاه پالوت مجتمع فولاد مبارکه [۴۷]

| شماره نمونه | میزان سوخت (انصد) | ارتفاع بستر (سانتیمتر) | سرمعت چخت (m/min) | ظرفیت اسمی (TPH) | میزان تولید <sup>۱</sup> (TPH) | میزان تولید (TPD) | میزان تولید <sup>۲</sup> (TPY) | مناطق لایه محافظ (سانتیمتر) | اوقات عمل در وقت (mbar) | افزایش ظرفیت (انصد) |
|-------------|-------------------|------------------------|-------------------|------------------|--------------------------------|-------------------|--------------------------------|-----------------------------|-------------------------|---------------------|
| ۱           | ۷۸                | ۲۵                     | ۴                 | ۶۱۲              | ۵۵-۸                           | ۱۲۲۹-۳۰           | ۴۶۱۲۳۶                         | ۱۰                          | ۲۰                      | -                   |
| ۲           | ۷۸                | ۲۵                     | ۵/۳               | ۸۲۵/۴            | ۷۲/۸/۶                         | ۱۷۸۲/۸/۴          | ۵۸۲۲/۵۱                        | ۱۰                          | ۴۰                      | ۱۷/۶                |
| ۳           | -                 | ۲۵                     | ۴/۶               | ۷۰۷/۸            | ۳۳/۰-۳                         | ۱۵۲۸/۸/۸          | ۵۰۴۵/۹۸                        | ۱۰                          | ۲۷                      | ۰                   |
| ۴           | ۷۸                | ۴۰                     | ۴/۶               | ۸۱۸/۳            | ۶۳/۷/۸                         | ۱۳۳۷/۲/۱۲         | ۵۸۳۲/۱۲۹                       | ۱۰                          | ۲۷                      | ۱۵/۵/۹              |
| ۵           | ۷۸                | ۴۰                     | ۵                 | ۸۶۵/۱            | ۸۰/۵/۵                         | ۱۹۲۳۲             | ۶۳۷۹/۵۱۰                       | ۱۰                          | ۲۷                      | ۳۷/۴۵               |
| ۶           | ۷۸                | ۴۵                     | ۴/۶               | ۹۷۸/۶            | ۸۳۵/۴                          | ۲۰۰۵/۷/۶          | ۶۱۹۰-۶۰                        | ۵                           | ۲۸                      | ۲۷/۹                |

۱- ٪۱۰۰ ظرفیت واقعی

۲- تعداد روزهای کاری ۲۳۰ روز می باشد

### ۳-۱۲-۱) ساز و کار اتصال ذرات و نظریه‌های تشکیل گندله

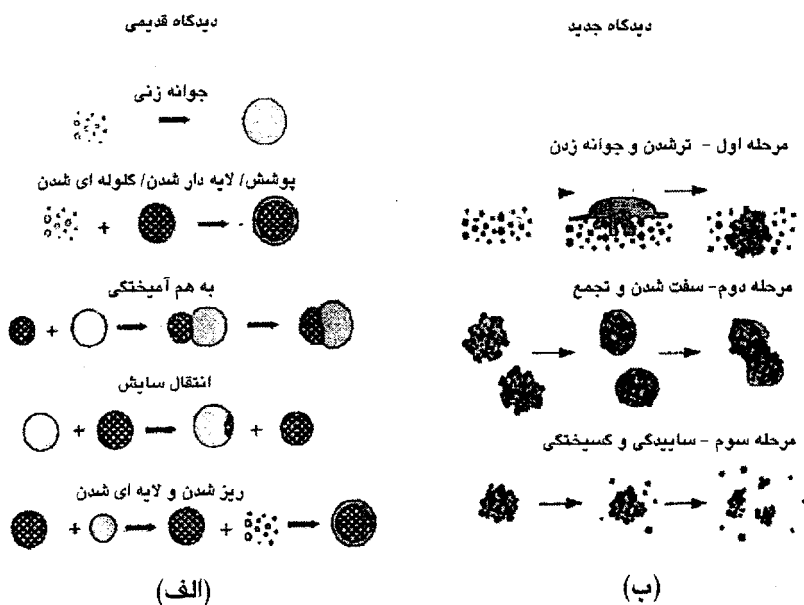
در سال ۱۹۴۴ برای اولین بار شخصی بنام فیرت<sup>۱</sup> متوجه شد گندله‌هایی که از چرخاندن کانه‌های خیس شده آهن در استوانه دوار بوجود می‌آید آنقدر وزن مخصوص بالایی دارند که فقط با پرس کردن پودر کانه با فشار چند هزار کیلوگرم بر سانتیمتر مربع می‌توان به آن مقدار رسید. وی توضیح داد که در موقع چرخیدن هسته اولیه گندله، در هر زمان فقط چند ذره بسیار کوچک وزن تمامی گندله را تحمل می‌کنند و لذا فشار زیادی در سطح گندله اعمال می‌شود که باعث بهم چسبیدن ذرات می‌شود و نتیجه گرفت که قابلیت و سهولت تبدیل پودر کانی به گندله به سطح تماس کلی یا تعداد نقاط تماس بستگی دارد و لذا دامنه دانه‌بندی پودر کانی تأثیر زیادی بر توانایی گندله شدن دارد [۱۶]. در سال ۱۹۵۰ تیگرشولد<sup>۲</sup> ایده بالا را به عنوان تنها علت تشکیل گندله رد کرد. او معتقد بود که عمل غلتیدن اثر فشاری شدیدی بر روی گندله دارد. وی گفت احتمالاً مهمترین عامل تشکیل گندله نیروی کشش سطحی آب می‌باشد. عبارت دیگر رطوبت افزوده شده به گندله یا به عبارت دیگر کشش سطحی آب بین ذرات گندله، یک نیروی متراکم کننده ایجاد می‌کند. دلیل وی برای این ادعا این بود که در پودرهای بدون رطوبت گندله تشکیل نمی‌شود و چنانچه گندله‌های خام را در آب فرو برده بسرعت از هم می‌پاشند [۱۶]. در هر صورت نظریه‌های گوناگونی برای ساز و کار گندله شدن ذرات بیان شده است که همه به شکلی نیروهای حاصل از کشش سطحی و خاصیت موینگی و ترشوندگی ذرات کانه و نیروهای مکانیکی حاصل از برخورد گندله‌ها و وزن آنها و نیروهای شیمیایی بعلت افزودن انواع چسب‌ها را به عنوان دلایل گندله شدن بیان کرده‌اند. اگر چه تاثیر مجموعه عوامل بالا بر گندله شدن قطعی است ولی هنوز ساز و کار گندله‌سازی بطور دقیق مشخص نشده است [۴۸-۵۳]. پژوهشهای گذشته بر روی اصول گندله‌سازی اطلاعاتی را در مورد سرعت رشد و ساز و کار تشکیل و رشد گندله خام ارائه کرده است. از میان ساز و کارهای ارائه شده، مدل هسته‌گذاری و رشد هسته‌ها بعنوان یک ساز و کار غالب پذیرفته شده است [۵۳]. شکل

1- Firth

2- Tigerschiold

(۳-۵۹-الف) نمایی از مدل‌های قدیمی را نشان می‌دهد. تمامی این مدل‌ها براساس هسته‌گذاری و رشد ذرات و چسبیدن آنها به یکدیگر در اثر لایه‌ای از آب و غلتیدن آنها بر روی یکدیگر می‌باشند. برخی از مدل‌ها به خرد شدن ذرات و عملکرد آنها بعنوان هسته‌های جدید اشاره کرده‌اند. در دیدگاه جدیدتر، ساز و کار تشکیل هسته‌ها و تشکیل گندله خام شامل سه مرحله است که در شکل (۳-۵۹-ب) نشان داده شده است [۵۲]:

- ۱- تر شدن ذرات و جوانه‌زنی. در این مرحله توزیع لایه مایع بر روی بستری از ذرات ریز پخش شده و توزیعی از جوانه‌های اولیه را بوجود می‌آورد.
- ۲- پیوستن جوانه‌ها به یکدیگر و رشد آنها در اثر برخورد به مواد شارژ یا تجهیزات گندله‌سازی و یا با یکدیگر.
- ۳- سایش و متلاشی شدن توده‌ها، که در اثر سایش، ضربه یا فشارهای وارده توده‌های درشت متلاشی شده و جوانه‌های جدیدتری تولید می‌شود.



شکل ۳-۵۹: نمایی از ساز و کارهای گوناگون تشکیل گندله خام. الف) دیدگاه قدیمی، ب) دیدگاه جدید [۵۲]

دو ذره کروی شکل یک اندازه (شکل ۳-۶۰) را در نظر بگیرید که توسط یک مایع تر شده‌اند. نیروهایی که دو ذره به یکدیگر وارد می‌کنند عبارتند از نیروی کشش سطحی و اختلاف فشار هیدرواستاتیک در داخل قطره آب در فشار یک اتمسفر. معادلات (۳-۵۷) و (۳-۵۸) این نیروها را نشان می‌دهند [۱۶]:

$$2\pi b\sigma \quad (3-57)$$

$$\pi b^2\sigma\left(\frac{1}{c}-\frac{1}{b}\right) \quad (3-58)$$

در روابط بالا،  $\sigma$  کشش سطحی مایع،  $c$  شعاع قوسی از مایع که در اثر کشش سطحی بوجود می‌آید و  $b$  شعاع لنز آب در قسمت اتصال است. عبارت  $\left(\frac{1}{c}-\frac{1}{b}\right)$  برآوردی از میزان انحنا سطح مایع می‌باشد. لذا نیرویی که دو ذره را به یکدیگر متصل می‌کند برابر است با [۱۶]:

$$1 F = 2\pi b\sigma + \pi b^2\sigma\left(\frac{1}{c}-\frac{1}{b}\right) = \frac{\pi b\sigma(b+c)}{c} \quad (3-59)$$

رابطه (۳-۵۹) را می‌توان برحسب زاویه  $\theta$  که با مقدار رطوبت افزایش می‌یابد و قطر ذره (d)، به صورت زیر نوشت:

$$b = \frac{1}{4}d(1 + \operatorname{tg}\theta - \sec\theta) \quad (3-60)$$

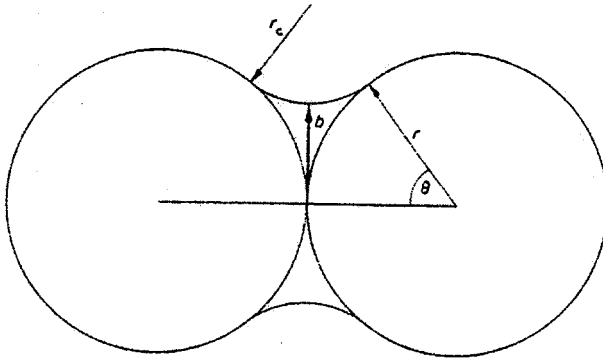
$$c = \frac{1}{4}d(\sec\theta - 1) \quad (3-61)$$

$$b+c = \frac{1}{4}d\operatorname{tg}\theta \quad (3-62)$$

$$F = \frac{\pi d\sigma}{(1 + \operatorname{tg}\frac{\theta}{4})} \quad (3-63)$$

مشاهده می‌شود که نیروی  $F$  بستگی به قطر ذرات و کشش سطحی مایع دارد و با زاویه  $\theta$  نسبت عکس دارد. بیشترین مقدار نیرو هنگامی است که  $\theta$  بسمت صفر میل کند، به عبارت دیگر، هنگامیکه میزان رطوبت بسیار کم شود در این صورت  $F = \pi d\sigma$  خواهد شد. بعنوان مثال وقتی  $\theta$  مساوی  $10^\circ$  و  $45^\circ$  باشد نیروی  $F$  بترتیب مساوی  $2/9 d\sigma$

و  $2/3 d\sigma$  خواهد بود. در هر صورت چنانچه  $\theta$  بسیار کوچک باشد امکان حرکت و جابجایی ذرات قبل از گسیختگی بسیار کم خواهد بود. در صورتی که با رطوبت بیشتر اگرچه پیوندهای ضعیف تری بوجود می آید اما امکان جابجایی بیشتری نیز وجود دارد و پیوندها حالت ارتجاعی دارند.



شکل ۳-۶۰: اتصال دو ذره کروی بوسیله لنز آب [۱۱۶]

### ۳-۱۲-۳) بررسی نظریه تشکیل گندله از مجموعه ذرات هم شکل و هم اندازه

در سال ۱۹۵۸ نوویت<sup>۱</sup> و کانوی - جونز<sup>۲</sup> پژوهشهایی را در مورد نظریه تشکیل گندله در فرآیند گندله سازی انجام دادند. آنها پژوهشهای خود را بر روی سیستم آب - ذره که در فرآیند گندله سازی وجود دارد، متمرکز کردند. آنها با توجه به کارهایی که توسط افرادی از جمله فیشر<sup>۳</sup> در زمینه مکانیک جامدات انجام شده بود، سه حالت زیر را برای مجموعه ذره - آب تشخیص دادند [۵۴]:

۱- حالت پاندولی<sup>۴</sup>. هنگامیکه در مخلوط ذره - آب، رطوبت فقط در محل تماس ذرات با هم وجود داشته باشد و کشش سطحی باعث نگهداشتن ذرات شود.

1- Newitt  
2- Conway-Jones  
3- Fisher  
4- Pendular state

۲- حالت فونیکولار<sup>۱</sup>. هنگامیکه تعدادی از حفره‌های گندله کاملاً از آب پر شده باشد.

۳- حالت موینیگی<sup>۲</sup>. هنگامیکه تمام منافذ بین ذرات از آب پر شده باشد اما سطح ذرات بوسیله فیلم ترکننده آب پوشیده نشده باشد.

هرسه حالت بالا در هنگام تولید گندله خام وجود دارند و هر سه ساز و کار در تولید گندله مؤثر است. رامپ<sup>۳</sup> با در نظر گرفتن حالت اول و فرضیات زیر، نظریه استحکام گندله خام را ارائه داد [۱۶]:

الف) ذرات تشکیل دهنده گندله همگی کروی هستند و تعداد پیوندها در سطح مقطع گندله زیاد است.

ب) پیوندها در تمام جهات در فضا، در سطح مقطع و همینطور ذرات پخش شده‌اند.

ج) نیروی موثر پیوندها یکسان و در حول یک نیروی متوسط در نظر گرفته شده‌اند.

با توجه به فرضیات بالا، رامپ رابطه (۳-۶۴) را برای استحکام مجموعه ذرات یک گندله ارائه داد:

$$T_p = 1/1 \frac{1-\varepsilon}{\pi d^2} \cdot KF \quad (3-64)$$

در رابطه (۳-۶۴)،  $\varepsilon$  درجه تخلخل،  $d$  قطر ذرات،  $F$  نیروی پیونددهنده دو ذره،  $k$  عدد همسایگی یعنی تعداد متوسط نقاط تماس یک ذره با ذرات اطرافش و  $T_p$  استحکام کشش در واحد سطح مقطع است. درجه تخلخل  $\varepsilon$  را با استفاده از چگالی گندله می‌توان تعیین کرد که مقدار آن در حدود ۰/۳۵ است. مقدار  $k$  از ۶ تا ۱۲ متغیر است و بر حسب مقدار  $\varepsilon$  تغییر می‌کند. برای تخلخل ۰/۳۵، مقدار  $k$  حدود ۹ خواهد بود [۱۶]. نیروی پیونددهنده دو ذره ( $F$ ) از رابطه (۳-۵۹) بدست می‌آید. با دانستن موارد بالا می‌توان رابطه (۳-۶۵) را نوشت:

$$T_p = 2 \frac{\pi \sigma}{d(1 + tg \frac{\theta}{2})} \quad (3-65)$$

رابطه (۳-۶۵) نشان می‌دهد استحکام گندله خام با قطر یا اندازه ذرات تشکیل دهنده آن همچنین با زاویه  $\theta$  یا مقدار رطوبت، نسبت عکس دارد. گاهی استحکام کششی گندله را از رابطه (۳-۶۶) بدست می‌آورند (در حالتی که فقط کشش سطحی آب عمل می‌کند). در این حالت مقدار آب موجود در نقطه تماس ذرات حذف شده است.

$$T_P = 2/8 \left( \frac{1-\varepsilon}{\varepsilon} \right) \frac{\sigma}{d} \quad (۳-۶۶)$$

در حالت سوم یعنی هنگامیکه تمامی حفره‌های بین ذرات سازنده گندله خام از آب پر شده‌اند، نیروی موینگی باعث پیوستگی ذرات به یکدیگر می‌شود. هنگامیکه یک لوله با قطر کم (لوله موینه) در آب فرو رود، در سطح تماس آب و هوا در داخل لوله یک نیروی مکنده ایجاد می‌شود که باعث بالا رفتن آب در لوله می‌گردد. در این حالت یک نیروی مثبت و برابر با نیروی بالا بر دیواره لوله وارد می‌شود. در مورد تشکیل گندله خام نیز چنین پدیده‌ای رخ می‌دهد (شکل ۳-۵۵). در این مورد، آب حفره‌های بین ذرات را پر می‌کند و چندین شاخه از سیستم موینگی را ایجاد می‌کند. در جایی که این شاخه‌های موینگی به سطح گندله می‌رسند، مکش موینگی در سطح تماس آب و هوا باعث اعمال نیروی مثبتی بر ذرات جامد بین موینگی‌ها در جهت بهم پیوستن آنها می‌شود. این فرضیه در مورد سیستم آب و ماسه تقریباً مورد قبول تمامی زمین‌شناسان است. برای یک گندله خام که حفره‌های آن از آب پر شده باشد ارتفاع موینگی از رابطه (۳-۶۷) بدست می‌آید [۱۶]:

$$h = 2 \frac{\sigma \cos i}{rg\rho_f} \quad (۳-۶۷)$$

در رابطه (۳-۶۷)،  $\sigma$  کشش سطحی (دین بر سانتیمتر)،  $i$  زاویه تماس قوس سطح آب در دیواره،  $r$  شعاع متوسط حفره‌ها (سانتیمتر)،  $\rho_f$  وزن مخصوص مایع (گرم بر سانتیمتر مکعب) و  $g$  شتاب ثقل (۹۸۱ سانتیمتر بر مجذور ثانیه) است. از آنجا که آب، اغلب کانی‌ها را تر می‌کند پس مقدار ( $i$ ) برابر صفر است بنابراین  $\cos i = 1$  می‌شود، با توجه به اینکه چگالی آب یک است، پس ثابت موینگی برای آب از رابطه (۳-۶۸) بدست می‌آید [۱۶]:

$$2 \times \frac{\sigma \times \cos i}{g} = 0.15 \text{ cm}^2 \quad (۳-۶۸)$$

بنابراین ارتفاع موینگی برای آب برابر با  $(h = 0.15 \frac{1}{r})$  خواهد بود.

هنگام حرکت یک سیال ویسکوز درون یک بستر متراکم پودر، قطر متوسط حفره‌های بین ذرات یا قطر هیدرولیک از رابطه (۶۹-۳) بدست می‌آید. در این رابطه، فرض شده است که فضای خالی بین ذرات برابر با لوله‌های مویینه موازی است که شعاعهای متوسط برابر با هم دارند و سطح مقطع آنها نمایانگر سطح مقطع متوسط حفره‌ها باشد [۱۶]:

$$d_e = 4 \times \frac{V_v}{a} \quad (69-3)$$

در رابطه (۶۹-۳)،  $V_v$  حجم حفره‌ها و  $a$  سطح حفره‌ها را نشان می‌دهد. فرض شده که سطح دیواره‌های موینگی همانند ذرات باشد. طبق تعریف تخلخل ( $\varepsilon$ ) می‌توان نوشت [۱۶]:

$$\varepsilon = \frac{v_v}{v_v + v_s} \quad (70-3)$$

$$V_v = \left( \frac{\varepsilon}{1-\varepsilon} \right) V_s \quad (71-3)$$

$$d_e = 4 \left( \frac{\varepsilon}{1-\varepsilon} \right) \frac{V_s}{a} \quad (72-3)$$

در روابط بالا،  $V_v + V_s$  حجم کل است. چنانچه  $a_w = \frac{a}{\rho_s V_s}$  سطح مخصوص حفره‌ها یا سطح حفره‌ها به ازاء واحد وزن گندله باشد، رابطه (۷۳-۳) بدست می‌آید [۱۶]:

$$d_e = 4 \left( \frac{\varepsilon}{1-\varepsilon} \right) \frac{1}{\rho_s a_w} \quad (73-3)$$

شعاع متوسط موینگی از رابطه (۷۴-۳) بدست می‌آید [۱۶]:

$$r = 2 \left( \frac{\varepsilon}{1-\varepsilon} \right) \frac{1}{\rho_s a_w} \quad (74-3)$$

بنابراین ارتفاع موینگی بر حسب سانتیمتر از رابطه (۷۵-۳) بدست می‌آید [۱۶].

$$h = 0.1075 \frac{a_w \times \rho_s (1-\varepsilon)}{\varepsilon} \quad (75-3)$$

بنابراین ارتفاع مویینگی با شعاع متوسط حفره‌ها نسبت عکس دارد. آزمایشهایی که بر روی کنسانتره‌های مختلف انجام گرفته است نشان داده است که استحکام گندله بطور خطی وابسته به عکس شعاع متوسط حفره‌ها یعنی ریزی دانه‌ها است. رامپ با محاسباتی که انجام داد، استحکام کششی گندله را از رابطه (۷۶-۳) بدست آورد [۱۶]:

$$T_c = \lambda \left( \frac{1-\varepsilon}{\varepsilon} \right) \frac{\sigma}{d} \quad (76-3)$$

با مقایسه رابطه‌های (۷۶-۳) و (۶۶-۳) مشاهده می‌شود که  $T_p = 0.35 T_c$ . به عبارت دیگر استحکام کششی در حالت مویینگی بیش از دو برابر حالت پاندولی است. یعنی هنگامیکه چسبندگی ذرات به یکدیگر فقط توسط کشش سطحی آب کنترل می‌شود (زمانیکه آب فقط در محل تماس دو ذره موجود است) [۱۶]. چنانچه یک گندله خام را در حالت مویینگی در نظر گرفته، حذف آب داخل حفره‌ها بوسیله تبخیر یا هر عامل دیگر، منجر به ایجاد یک پتانسیل مکش در داخل گندله می‌شود. مقدار این نیروی مکش با کاهش رطوبت بین ذرات افزایش می‌یابد تا اینکه به یک مقدار مشخص برسد که مکش داخلی یا مکش دخول نام دارد (Pe). در این حالت، هوا داخل حفره‌ها می‌شود. سپس در حالت فونیکولار، پتانسیل مکش به تدریج افزایش می‌یابد. پتانسیل مکش یا مکش دخول خصوصیت خوبی است برای تعیین نیرویی که باعث نگهداری ذرات بصورت متراکم و به شکل گندله می‌شود. برای یک بستر استاندارد از ذرات هم‌اندازه (گندله‌های تشکیل شده از ذرات هم‌اندازه) مقدار مکش دخول که برحسب سانتیمتر آب محاسبه می‌شود، از رابطه (۷۷-۳) بدست می‌آید [۱۶]:

$$P_e = \alpha' \left( \frac{1-\varepsilon}{\varepsilon} \right) \frac{\sigma}{r_p} \quad (77-3)$$

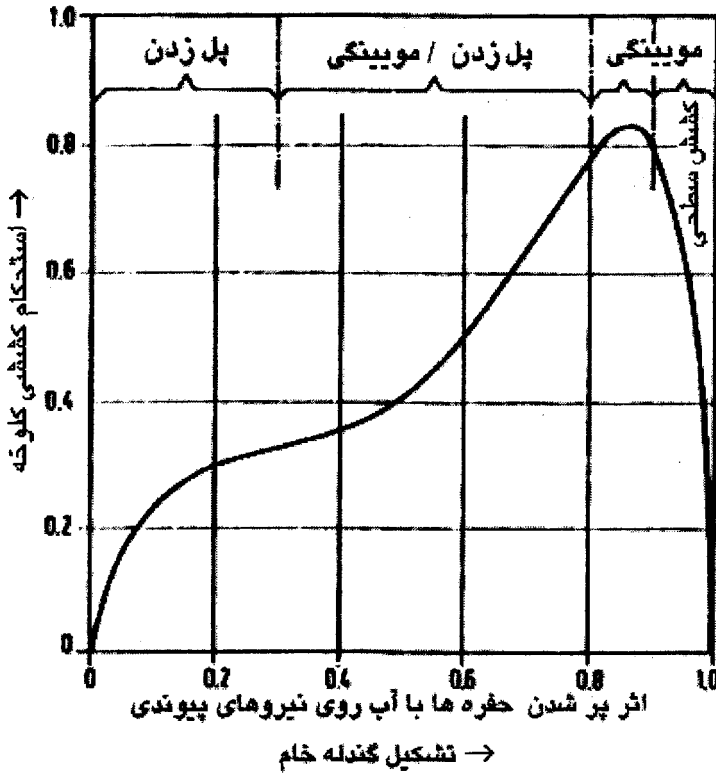
در رابطه (۷۷-۳)،  $\alpha'$  خصوصیت ثابتی است که برای ذرات هم‌شکل و هم‌اندازه برابر ۴ است.  $\varepsilon$  تخلخل،  $\sigma$  کشش سطحی مایع و  $r_p$  شعاع متوسط ذرات است. محاسبات نشان داده است که نیروی چسبندگی ذرات در حالت مویینگی سه تا چهار برابر (در حالت محاسبه شده در بخش گذشته ۲/۵ برابر) آن در حالت پاندولی است و این نیرو برای حالت

فونیکولار، بین دو حالت فوق قرار دارد [۱۶]. رابطه (۳-۷۸) نیز برای تبدیل و مقایسه استحکام در حالات سه گانه بکار می‌رود [۱۶]:

$$T_f = \frac{T_p + (\psi + \psi_p)(T_c - T_p)}{1 - \psi_p} \quad (۳-۷۸)$$

در رابطه (۳-۷۸)،  $\psi$  و  $\psi_p$  بترتیب عبارتند از نسبتی از حفره‌ها که از آب پر شده‌اند. آزمایش‌هایی بوسیله رامپ برای تعیین استحکام کششی انجام شد و نتایج آن با آنچه بصورت نظری برای حالت پاندولی محاسبه شده است، کاملاً تطابق دارد ولی در حالت موینگی، مقدار تجربی همیشه کمتر از مقدار محاسبه شده است. علت اختلاف را وجود حباب‌های هوا در آب موجود بین حفره‌ها در حالت موینگی می‌دانند [۱۶]. در شرایط واقعی، ذرات تشکیل‌دهنده گندله خام نه کروی هستند و نه شکل و اندازه یکنواختی دارند. اختلاف در شکل و اندازه‌های متفاوت ذرات، باعث بهم پیوستگی بیشتر می‌شود همچنین باعث کاهش شعاع هیدرولیک می‌گردد در نتیجه منجر به افزایش استحکام گندله می‌شود.

با توجه به آنچه گفته شد، مقدار تخلخل ( $\varepsilon$ )، اندازه حفره‌ها، شکل و اندازه ذرات، چگالی مواد و بخصوص مقدار رطوبت موجود در گندله خام از عوامل تعیین‌کننده استحکام آن هستند. بخصوص درصد رطوبت عامل بسیار مهمی است و باید طوری انتخاب شود که بتواند تمام فضای بین ذرات را پر کند تا یک نیروی موینگی کامل ایجاد نماید. افزایش بیش از حد رطوبت، باعث خنثی شدن نیروی موینگی می‌شود و استحکام گندله را کاهش می‌دهد (شکل ۳-۶۱). بنابراین همیشه مقدار رطوبت را کمی کمتر از حد بهینه انتخاب می‌کنند. درصد رطوبت عمدتاً به تخلخل بستگی دارد بنابراین توسط عواملی مانند شکل، اندازه ذرات (دانه‌بندی) و طبیعت فیزیکی مواد کنترل می‌شود. مواد معدنی که بوسیله آب تر می‌شوند، گندله‌های مستحکم‌تری تشکیل می‌دهند. افزایش مواد ترکننده باعث کاهش کشش سطحی ( $\sigma$ ) و در نتیجه کاهش استحکام می‌شود.



شکل ۳-۶۱: اثر پرس شدن حفره‌ها با آب بر استحکام کششی ( $N/cm^2$ ) گندله خام [۴۵]

### ۳-۱۲-۳ تولید صنعتی گندله خام

تا سال ۱۹۴۹ تنها دستگاه قابل استفاده برای تولید گندله در مقیاس صنعتی استوانه‌های دوار بود تا اینکه در این سال استفاده از دیسک‌های گندله‌سازی توسط لورگی<sup>۱</sup> معرفی شد. در مقایسه با استوانه‌های دوار، دیسک گندله‌سازی این مزیت را دارد که سبک‌تر بوده و انعطاف‌پذیری بیشتری برای تنظیم دارد. به علت طراحی دیسک، امکان کم و زیاد کردن سریع شارژ و تنظیم دستگاه با شرایط جدید وجود دارد. دیسک‌های گندله‌سازی همچنین در مقایسه با استوانه‌های دوار گندله‌های یکنواخت‌تری را تولید می‌کنند و در نتیجه عملیات سرند کردن بعدی آسانتر است. مزیت عمده استوانه دوار بر دیسک گندله‌سازی این است که ظرفیت تولیدی بیشتری دارد و مانند دیسک نیاز به کنترل خیلی دقیق ندارد.

## ۳-۱۲-۱) تولید گندله با دیسک گندله سازی

دیسک گندله سازی از یک دیسک لبه دار تشکیل شده است که با زاویه ای حدود ۵۰ درجه با افق دوران می کند. همراه یک دیسک تجهیزات لازم برای شارژ مواد، رطوبت و دریافت گندله تولید شده وجود دارد. تیغه هایی بنام خراشنده نیز در سیستم تعبیه شده که نه تنها از انباشته شدن مواد جلوگیری می کند بلکه بوسیله آن می توان جریان حرکت مواد روی دیسک را کنترل نمود. گندله ها پس از اینکه به اندازه کافی رشد نمودند از دیسک تخلیه می شوند. اگرچه دیسک خود مثل یک عامل تقسیم کننده گندله ها عمل می کند و گندله های نسبتاً یک اندازه از آن تخلیه می شود، اما باز هم سرند کردن نهایی لازم است تا گندله های کوچکتر از اندازه لازم به دیسک برگردانده شود. گندله های بزرگتر از اندازه لازم را پس از خرد کردن به بونکر مواد خام بر می گردانند (برگشتی های گندله خام ممکن است تا ۲۵ درصد برسد). مهمترین خصوصیت هایی که بر تولید گندله در دیسک و نحوه حرکت مواد درون دیسک موثرند عبارتند از [۱۶]:

۱- قطر دیسک

۲- زاویه دیسک با افق (زاویه شیب دیسک)

۳- سرعت چرخش یا دوران دیسک

۴- ارتفاع دیواره های دیسک

یک مدل ریاضی توسط بازیلویچ<sup>۱</sup> برای شرایط بهینه دیسک ارائه شده است. در این مدل فرض شده بهترین حالت استفاده از سطح دیسک زمانی است که ذرات گندله نشده پس از رسیدن به بالاترین سطح دیسک بطرف پایین بغلتند. در چنین شرایطی ۷۰ درصد سطح دیسک فعال خواهد بود. ارتباط خصوصیت های مختلف طبق رابطه (۳-۷۹) می باشد [۱۶]:

$$W^2 \frac{d}{\gamma} - g(\sin \gamma - \operatorname{tg} \phi_m \cos \gamma) = 0 \quad (3-79)$$

در رابطه (۳-۷۹)،  $\gamma$  زاویه دیسک با افق،  $d$  قطر دیسک،  $\phi_m$  زاویه نشست مواد تپه نشده،  $W^2$  سرعت زاویه ای دوران دیسک و  $g$  شتاب ثقل است. رابطه (۳-۷۹) را می توان بصورت زیر نیز نوشت [۱۶]:

$$\frac{\sin(\gamma - \varphi_m)}{\cos \varphi_m} = 0.56 \times 10^{-2} n^2 d \quad (۸۰-۳)$$

در رابطه (۸۰-۳)،  $n$  سرعت دوران (دور در دقیقه) است. برای هر نوع مواد معدنی یا شارژ مصرفی سرعت دوران دیسک رابایستی جداگانه تنظیم نمود. برای اینکار سرعت دوران و زاویه دیسک را به تدریج افزایش می دهند تا حداکثر سطح دیسک مورد استفاده قرار گیرد و بهترین نتیجه گندله شدن بدست آید. سرعت بیشتر از حد باعث کم شدن بازده گندله شونده می شود [۱۶]. استحکام گندله‌ها در هنگام غلتیدن از بالا به پایین دیسک که باعث متراکم شدن آنها می شود، به تدریج افزایش می یابد بنابراین هر چه زاویه دیسک کمتر باشد، استحکام گندله بیشتر خواهد شد. وقتی قطر دیسک افزایش یابد، برای یک زاویه ثابت، سرعت غلتیدن گندله‌ها نیز افزایش خواهد یافت و هرگاه این سرعت از حد خاصی بیشتر شود، باعث از هم پاشیدن گندله‌ها بر اثر برخورد می شود. این اثر را با کم کردن زاویه دیسک می توان خنثی نمود. بنابراین بایستی برای هر نوع ماده‌ای، زاویه دیسک و سرعت آن را تنظیم نمود و با هم وفق داد. گندله شدن مواد در دیسک در دو مرحله انجام می شود:

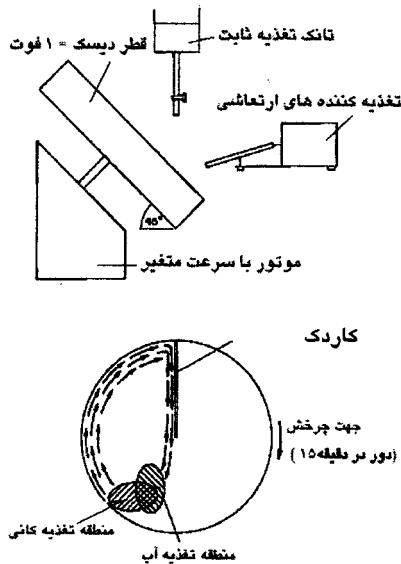
۱- جوانه‌زایی یا ایجاد هسته که در آن هسته اولیه گندله شکل می گیرد.

۲- رشد هسته اولیه. در این مرحله هسته یا دانه ایجاد شده رشد می کند.

ذرات بزرگتر، گاهی به عنوان هسته عمل می کنند و ذرات کوچکتر را جذب می نمایند. حتی مشاهده شده که ذراتی مانند خرده گاه به هسته‌رایی کمک می کنند. منطقه جوانه‌زایی یا ایجاد هسته اولیه در داخل دیسک به احتمال زیاد در ناحیه افزایش رطوبت می باشد، جایی که احتمال اشباع شدن ذرات از آب بیشتر است [۱۶]. طبق شکل (۳-۶۲) تنظیم رطوبت نهایی بار را می توان با افزایش آب بصورت پاششی (اسپری کردن) در ناحیه‌ای از دیسک نزدیک به منطقه افزودن مواد اولیه انجام داد. از آنجا که مواد اولیه ضریب اصطکاک بالایی دارند در محل خود تا قسمت بالای دیسک باقی می مانند و از آنجا بطرف پایین دیسک سرازیر می شوند و ضمن پایین آمدن از منطقه دارای آب می گذرند. در این زمان در اثر اشباع شدن ذرات از آب، تعداد زیادی هسته بوجود می آید. این چرخه ادامه پیدا می کند تا گندله‌های کوچک بوجود می آید. همچنانکه گندله‌ها رشد می کند، جابجا شدن آنها با غلتیدن همراه می شود و ضریب اصطکاک کاهش می یابد و در

اثر نیروی گریز از مرکز از ناحیه جوانه‌زایی خارج می‌شوند و با پیمودن یک مسیر دایره‌ای حرکت آنها ادامه پیدا می‌کند.

بعد از مرحله تولید هسته، رشد گندله به دو صورت انجام می‌شود یکی جذب ذرات و دیگر لایه‌گذاری. گندله‌های تازه هنگام عبور از ناحیه افزایش آب و مواد تازه، پوسته‌های جدیدی از ذرات مواد بدور خود ایجاد می‌کند. در این حالت، رشد بسیار سریع است [۱۶]. وقتی گندله‌ها به اندازه مشخصی رسیدند، بطور ممتد از دیسک تخلیه می‌شوند بنابراین بایستی تعداد گندله‌های تخلیه شده با تعداد هسته‌های تشکیل شده در حال تعادل باشند. مقدار مواد اولیه‌ای که همیشه در داخل دیسک موجود است، زمان ماندن مواد در داخل دیسک (که برابر با زمان گندله شدن است) و میزان افزودن مواد اولیه در دیسک باید کاملاً تنظیم شود تا بهترین بازده بدست آید.

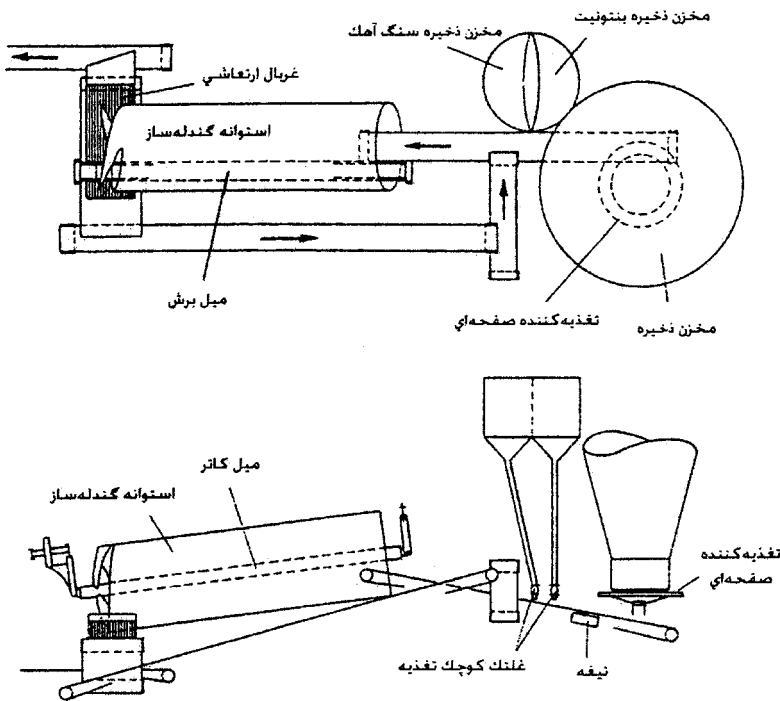


شکل ۳-۶۲: نمایی از روش دیسک گندله‌سازی [۱۶]

### ۳-۱۲-۳) تولید گندله خام در استوانه دوار

یک چرخه تولید گندله خام توسط استوانه دوار در شکل (۳-۶۳) نشان داده شده است. این دستگاه شامل استوانه‌ای با نسبت طول به قطر حدود ۲/۵ تا ۳/۵ است. ابعاد

استوانه بصورتی انتخاب می شود که سرعت تولید مورد نظر را تأمین کند. استوانه دارای شیب ملایمی است (حدود ۱۰ درجه) و مواد همراه با رطوبت از یک طرف شارژ می شود و پس از پیمودن طول استوانه و تبدیل شدن به گندله از طرف دیگر بیرون می رود. در این روش برخلاف دیسک، عمل تفکیک گندله ها انجام نمی شود و گندله های تخلیه شده اندازه گوناگونی دارند بنابراین بایستی عملیات سرند کردن بطور کامل انجام شود. زمان توقف مواد در داخل استوانه را می توان از رابطه (۳-۸۱) محاسبه نمود [۱۶]:



شکل ۳-۶۳: نمایی از مجموعه تولید گندله به روش استوانه دوار [۱۶]

$$T = 0.037 \frac{(a + 24)L}{NDS} \quad (۳-۸۱)$$

در رابطه (۳-۸۱)،  $T$  زمان توقف مواد برحسب دقیقه،  $L$  طول استوانه (برحسب فوت)،  $D$  قطر استوانه (برحسب فوت)،  $N$  سرعت دوران (برحسب دور بر دقیقه)،  $k$  شیب استوانه (اینچ دریک فوت طول) و  $\alpha$  زاویه نشست مواد شارژ شده است. در حالت ایده آل باید زمان توقف مواد در استوانه برابر زمان گندله شدن باشد (مانند روش دیسک دوار). عبارت دیگر، وزن گندله تولیدی برابر با وزن مواد شارژ شده باشد. ولی در روش استوانه دوار بعلت اینکه عمل تفکیک شدن انجام نمی شود و گندله ها با اندازه های مختلف همراه با مواد گندله نشده تخلیه می شود، این مورد امکان پذیر نیست و زمان رشد گندله ها با زمان توقف مواد برابر نمی باشد.

برای تأمین زمان غلتیدن مناسب مواد در استوانه و ایجاد گندله با کیفیت خوب، باید سرعت چرخش استوانه و عمق مواد در داخل استوانه را تنظیم نمود. سرعت دوران را معمولاً ۲۵ تا ۳۵ درصد سرعت بحرانی انتخاب می کنند. سرعت بحرانی سرعتی است که مواد بعلت گریز از مرکز به دیواره استوانه می چسبند و عمل غلتیدن انجام نمی شود. برای اینکه بهترین حالت غلتیدن مواد بدست آید، مقدار مواد داخل استوانه و یا مقدار مواد شارژ به استوانه باید برحسب نوع مواد اولیه مصرفی تنظیم شود. این مقدار معمولاً خیلی کم بوده و حدود ۵ درصد کل حجم استوانه است. مقدار مواد داخل استوانه را گاهی برحسب نسبت سطح مقطع مواد به سطح مقطع استوانه و یا گاهی عمق مواد در استوانه بیان می کنند. با مقایسه تولید گندله بوسیله استوانه و دیسک می توان گفت [۱۶]:

۱- در روش دیسک حدود ۷۰ درصد سطح دیسک مورد استفاده مفید است و این عدد برای استوانه حدود ۴۰ درصد است. تولید گندله با دانه بندی ۱۰ تا ۲۵ میلیمتر در روش دیسک به ازاء واحد سطح دیسک حدود ۲ برابر آن در روش استوانه دوار به ازاء واحد سطح استوانه است.

۲- برای یک کارخانه بزرگ، روش دیسک در مقایسه با استوانه ۳۸ درصد فضا کمتر نیاز دارد و سرمایه گذاری اولیه نیز برای روش دیسک کمتر است.

۳- در روش دیسک بعلت کمتر بودن مواد برگشتی (کمتر بودن وزن مواد در گردش) انرژی کمتری مصرف می شود.

۴- هزینه راه اندازی در روش استوانه کمتر است.

با وجود اینکه به نظر می‌رسد روش دیسک برای تولید گندله نکات مثبت بیشتری داشته باشد اما هر دو روش بکار می‌رود و گاهی اوقات روش استوانه را بعلاوه نیاز به مراقبت دائمی و کنترل دقیق ترجیح می‌دهند.

### ۳-۱۲-۴) فرآیند پخت گندله

گندله‌های خام تولیدی در دیسک و یا استوانه دوار استحکام بسیار کمی دارند بنابراین بایستی پخته و سخت شوند. در فرآیند سخت کردن گندله سه مرحله متفاوت وجود دارد که عبارتند از خشک کردن، پیشگرم کردن و پختن که هر یک از این مراحل باید تحت شرایط خاصی انجام گیرد.

### ۳-۱۲-۴-۱) خشک کردن گندله خام

بطور کلی وقتی یک گندله خام در آتمسفری با دما و رطوبت معین قرار می‌گیرد، یا رطوبت از دست می‌دهد و یا رطوبت جذب می‌کند تا تعادل برقرار شود. در شرایط تعادل مقدار آب موجود در گندله به دما و درصد رطوبت هوا بستگی دارد. موقع حذف آب از گندله خام، شکل منحنی سرعت خشک شدن تا اندازه‌ای به موادی بستگی دارد که گندله از آنها ساخته شده است. از دیدگاه نظری، سه مرحله زیر قابل تشخیص است:

#### ۱- مرحله خشک شدن با سرعت ثابت

در این مرحله فرض می‌شود که عمل حذف رطوبت از سطح گندله و از میان فیلم یا لایه مرزی خارجی صورت می‌گیرد و تا زمانی که رطوبت آزاد در سطح گندله وجود داشته باشد و هوای در تماس با آن اشباع نشده باشد، حذف رطوبت ادامه دارد. سرعت خشک شدن در این مرحله را می‌توان از رابطه (۳-۸۲) بدست آورد [۱۶]:

$$\frac{dw}{dt} = \frac{hA\Delta T}{\lambda} \quad (۳-۸۲)$$

در رابطه (۳-۸۲)،  $\frac{dw}{dt}$  سرعت حذف آب از گندله،  $\lambda$  گرمای نهان تبخیر،  $h$  خصوصیت انتقال گرما بین سطح گندله و هوا،  $\Delta T$  اختلاف دما بین هوا و سطح گندله و  $A$  سطح موجود برای انتقال گرما است. بنابراین، سرعت خشک شدن گندله در این مرحله توسط مقادیر  $h$ ،  $A$  و  $\Delta T$  مشخص می‌شود و تحت تاثیر عوامل داخلی گندله نیست.

مقدار  $h$  بستگی به جهت و سرعت هوا دارد و تابعی از مقدار جریان هوا است [۱۶]. در عمل خشک شدن در مرحله سرعت ثابت، توسط عوامل زیر کنترل می شود:

الف) سرعت جریان گاز خشک کننده

ب) دما و میزان رطوبت گاز خشک کننده

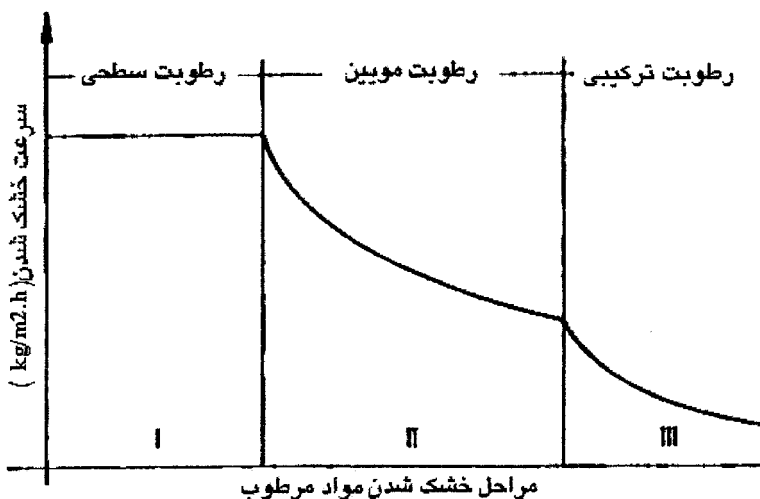
ج) سطح آزاد گندله‌های خام

### ۲- اولین مرحله افت سرعت خشک شدن

پس از مرحله اول که در آن گندله‌ها با سرعت ثابت خشک می شوند، منحنی خشک شدن وارد مرحله جدیدی شده که در آن دیگر سرعت خشک شدن ثابت نیست بلکه کاهش می یابد. در این مرحله سرعت خشک شدن بوسیله سرعت انتقال رطوبت از داخل گندله به خارج آن کنترل می شود. بنابراین در این مرحله افزایش سرعت جریان گازهای خشک کننده تأثیر زیادی روی سرعت خشک شدن نخواهد داشت.

### ۳- دومین مرحله افت سرعت خشک شدن

در این مرحله تبخیر آب در داخل گندله‌ها انجام می شود و بخار آب توسط فرآیند نفوذ به سطح گندله‌ها می رسد. بنابراین هر عاملی که نفوذ بخار آب را کنترل کند، سرعت نهایی خشک شدن را تعیین می نماید. این مورد به شرایط خارج از گندله خام بستگی زیادی ندارد. در دو مرحله اخیر از خشک شدن، سرعت خشک شدن به طور مستقیم با مقدار رطوبت آزاد داخل گندله متناسب است. سرعت خشک شدن گندله به تدریج کم می شود تا اینکه گندله از نظر رطوبت با گاز خشک کننده بحالت تعادل برسد، که این تعادل همانطور که گفته شد به دما و درصد رطوبت گاز بستگی دارد. در مورد چگونگی انتقال رطوبت از داخل به خارج گندله، دو فرضیه متفاوت پیشنهاد شده است. یک نظریه، این پدیده را مبتنی بر خاصیت موینگی می داند و دیگری نفوذ را عامل اصلی به حساب می آورد [۱۶]. شکل (۳-۶۴) مراحل سه گانه خشک شدن گندله‌ها را نشان می دهد.



شکل ۳-۶۴: مراحل مختلف خشک شدن گندله‌ها [۴۵]

در عمل وقتی که بستری از گندله‌های خام تحت عملیات خشک شدن قرار می‌گیرند، مسئله پیچیده‌تر است و پیدا کردن کلیه خصوصیت‌های کنترل‌کننده سرعت خشک شدن و جدا نمودن مراحل مختلف مشکل می‌باشد. علاوه بر این در شرایط واقعی باید روشی را استفاده کرد که به کیفیت گندله‌ها خسارتی وارد نشود. وقتی بستری از گندله را با هوای گرم خشک می‌کنیم، مقدار معینی رطوبت توسط هوا حمل می‌شود. این هوا که از لایه‌های پایین بستر عبور می‌کند، سرد می‌شود و دمای آن ممکن است کمتر از نقطه شبنم شود بنابراین مقداری از رطوبت هوا تقطیر شده و بر روی گندله‌های لایه‌های پایین‌تر می‌نشیند. این عمل بطور پیوسته ادامه دارد تا اینکه جبهه هوای گرم به لایه‌های پایین برسد و رطوبت تقطیر شده مجدداً تبخیر شود.

مرحله خشک کردن (منظور خشک کردن گندله تا حدی است که بتواند مرحله پیشگرم شدن را تحمل کند) بخصوص در موقع بکار بردن روش بستر متحرک باید در کوتاهترین زمان ممکن انجام شود تا اندازه تجهیزات همچنین سرمایه اولیه کمترین مقدار شود. بنابراین خشک کردن کامل گندله‌ها مدنظر نیست و فقط باید تا حدی خشک شوند که مقاومت مکانیکی کافی برای مراحل بعدی را داشته باشند. در هر حال هنگام خشک کردن، دمای گازهای خشک‌کننده و مقدار حرارت ارائه شده به بستر باید کنترل شود و از

تبخیر سریع رطوبت که باعث ترک برداشتن گندله‌ها می‌شود اجتناب گردد. از بین رفتن گندله‌ها در اثر خشک شدن سریع، هنگامی رخ می‌دهد که سرعت تبخیر رطوبت در داخل گندله از سرعت نفوذ آن به سطح خارجی گندله بیشتر باشد که باعث ایجاد فشار داخلی در گندله شده و در نتیجه ترک و انهدام رخ می‌دهد. دمای پیشینه‌ای که می‌توان گندله را خشک نمود، به نوع مواد اولیه‌ای که گندله از آنها ساخته شده بستگی دارد. بعنوان مثال هماتیت در دماهای بیشتر از ۲۹۰ درجه سانتیگراد در هنگام خشک شدن متلاشی می‌شود اما مگنتیت را می‌توان در دمای حدود ۴۷۵ درجه سانتیگراد خشک نمود. در هر حال درصد رطوبت و تداخل گندله نیز در دمای خشک شدن موثر است.

مقدار حرارت مورد نیاز برای خشک کردن و گرم کردن گندله را می‌توان با توجه به مثال زیر محاسبه نمود. برای یک تن گندله خام با ۱۰ درصد رطوبت می‌توان نوشت [۱۶]:

۱- حرارت مورد نیاز برای افزایش دمای آب داخل گندله از ۱۶ به ۸۰ درجه سانتیگراد برابر با  $28/5 \times 10^6$  ژول است.

۲- حرارت مورد نیاز برای تبدیل آب از دمای ۸۰ درجه به بخار ۸۰ درجه سانتیگراد برابر با  $234 \times 10^6$  ژول است.

۳- حرارت مورد نیاز برای گرم شدن گندله از دمای ۱۶ درجه به گندله خشک در دمای ۱۵۰ درجه سانتیگراد برابر با  $121 \times 10^6$  ژول است.

۴- اتلاف حرارتی (بعنوان مثال) برابر با  $59 \times 10^6$  ژول فرض می‌شود.

جمع کل انرژی‌های فوق برابر با  $442/5 \times 10^6$  ژول می‌شود. بنابراین در این حالت هوا باید بتواند  $442/5 \times 10^6$  ژول حرارت با ازاء یک تن گندله را انتقال دهد. چنانچه دمای ابتدایی هوای خشک کننده ۴۰۰ درجه سانتیگراد باشد و در هنگام خروج از سیستم به ۸۰ درجه سانتیگراد برسد، در این صورت مقدار هوای لازم ۱۰۵۰ متر مکعب یا حدود  $1/3$  تن خواهد بود. گندله‌های حساس را باید در دماهای پایین‌تر (گاهی حدود ۱۸۰ درجه سانتیگراد) خشک نمود. در این حالت مقدار هوای مورد نیاز برای خشک کردن یک تن گندله در حدود ۳۴۰۰ متر مکعب یا  $4/2$  تن خواهد شد. بنابراین گندله‌های حساس، هنگام خشک شدن به هوای بیشتری نیاز دارند در نتیجه انرژی بیشتر و هزینه بالاتری را بدنبال دارد. علاوه بر حساسیت گندله، دمایی که در شرایط واقعی برای هوا انتخاب می‌شود، تابعی از شرایط عمل است. چنانچه هوای خشک کننده از یک سیستم تهویه عبور کند، در

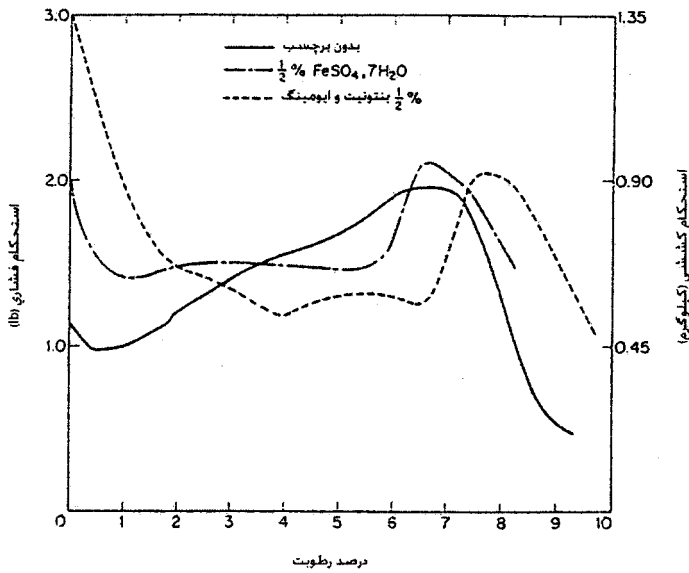
این صورت دمای آن نایستی از ۴۵۰ درجه سانتیگراد بیشتر شود. همچنین کمترین دمای هوای خروجی (پس از انجام عمل خشک کردن) نباید کمتر از نقطه شبنم باشد. زیرا باعث تقطیر آب در سیستم‌های خروج هوا می‌شود و خوردگی را بدنبال دارد. سرعت جریان هوا از میان بستر گندله نیز به مقدار هوا بستگی دارد. چنانچه مقدار هوای موردنیاز برای سرد کردن افزایش یابد (برای تولید ثابت) باید سرعت جریان هوا را افزایش داد که این عمل باعث افت فشار بیشتر شده و نیاز به مکش بیشتر است بنابراین مصرف انرژی و هزینه بیشتر می‌شود.

معمولاً سرعت خطی جریان هوا از میان بستر در حدود ۱۲۲-۷۵ متر در دقیقه است [۱۶]. با دانستن حجم هوای موردنیاز، میزان بازده برای بستر سردکننده و سرعت جریان هوا می‌توان سطح بستر را تعیین نمود. عمق بستر برای روش بستر متحرک حدود ۳۰ تا ۵۰ سانتیمتر و برای روش کوره و شبکه حدود ۱۵ تا ۲۰ سانتیمتر انتخاب می‌شود [۱۶]. مرحله خشک کردن ممکن است بوسیله جریان یافتن هوا از بالا به پایین بستر و یا از پایین به بالا (مکش) انجام شود. روش دوم این حسن را دارد که قسمت‌های بالای بار دیرتر خشک می‌شوند و چنانچه در این قسمت‌ها مقداری تقطیر رخ دهد، چون فشار زیادی بر روی گندله‌ها نیست، پس افزایش رطوبت باعث خرد شدن آنها نمی‌شود. در اینجا بایستی یادآور شد که درصد رطوبت گندله بسیار حساس است و چنانچه رطوبت در سطح گندله زیاد شود اثر موینگی را خنثی کرده و استحکام گندله کم می‌شود (شکل ۳-۶۱).

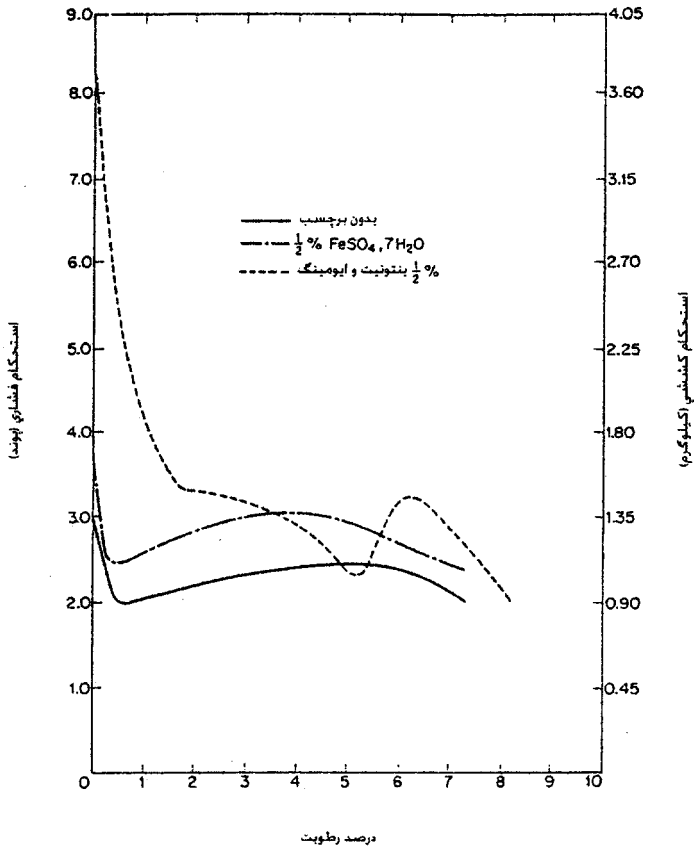
در شکل‌های (۳-۶۵) و (۳-۶۶) نحوه تغییر استحکام گندله در هنگام خشک شدن نشان داده شده است. با توجه به این شکل‌ها مشاهده می‌شود همیشه بین استحکام پیشینه در حالت تر و خشک، یک منطقه با استحکام کم وجود دارد. در فرآیند خشک کردن گندله این موضوع از اهمیت خاصی برخوردار است زیرا کمترین استحکام گندله باید در حدی باشد که بتواند فشار وزن بستر و فشار هوای خشک‌کننده را تحمل کند. در شکل‌های بالا می‌توان تأثیر افزایش مقادیر بسیار کم (۰/۵ درصد) از چسب‌هایی چون سولفات آهن و بتونیت را مشاهده نمود.

مزیت دمش هوا در حالت مکش از پایین به بالا بیان شد، اما عیب روش اول (دمشی) در فرآیند خشک کردن این است که مقدار زیادی از حرارت به بستر یا زنجیر منتقل می‌شود. با توجه این موضوع برای گندله‌هایی با رطوبت کم ممکن است از روش مکش

در مرحله خشک کردن استفاده شود و یا ابتدا مقداری از رطوبت توسط دمش حذف شود و بقیه توسط مکش حذف شود.



شکل ۳-۶۵: تغییرات استحکام بر حسب درصد رطوبت برای گندله‌های مگنتیتی با قطر ۱۱ میلی‌متر (بنتونیت و ابومینگ (Wyoming bentonite) [۱۶])



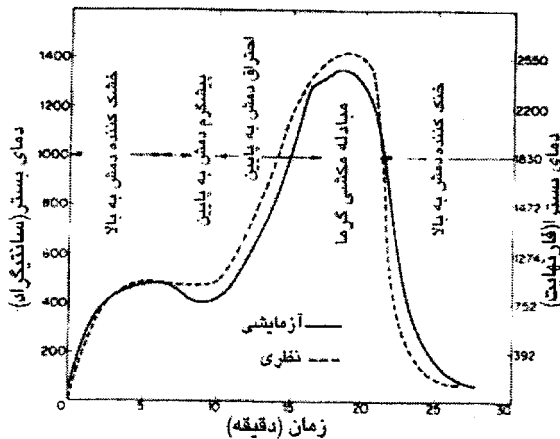
شکل ۳-۶۶: تغییرات استحکام بر حسب درصد رطوبت برای گندله‌های هماتیته با قطر ۱۱ میلیمتر

[۱۶]

### ۳-۱۲-۴) پیشگرم کردن و پختن گندله

پس از مرحله خشک کردن، گندله دمای حدود ۲۰۰ درجه سانتیگراد دارد که بایستی دمای آن در مرحله پیشگرم و پخت بترتیب تا ۱۰۰۰ و ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد افزایش یابد. در این مرحله تنها مسئله‌ای که از نظر سرعت گرم کردن مطرح می‌باشد، این است که تمامی گندله یکنواخت گرم شود و دما در یک نقطه یا جای خاص خیلی زیاد و بی‌رویه بالا نرود. بجز مورد بالا، بایستی فرآیند و روشی استفاده شود که بهترین انتقال حرارت از گاز به جامد را تأمین کند. عبارت دیگر بازده حرارتی بالا بوده و مصرف انرژی حرارتی حداقل شود. مسئله انتقال حرارت در یک بستر مسدود با توجه به شرایط خاص پختن

گندله توسط افراد مختلف مطالعه شده و روابط ریاضی مختلفی نیز ارائه گردیده است [۱۶]. مدل‌های مختلفی هم برای فرآیند کلوخه‌سازی کانه‌های آهن پیشنهاد شده است که قادر به محاسبه دمای گاز و جامد و تعیین ترکیب شیمیایی در هر زمان در طی مرحله کلوخه‌سازی می‌باشد [۵۵]. بطور کلی منحنی‌های محاسباتی تغییرات دمایی در بستر پخت گندله با منحنی‌های تجربی تطابق خوبی دارند. این مورد را می‌توان در شکل (۳-۶۷) مشاهده نمود. در هنگام محاسبه مقدار انرژی حرارتی، باید انرژی حرارتی حاصل از واکنشهای شیمیایی، بخصوص اکسیداسیون را نیز در نظر داشت. بنابراین نوع فرآیند یا چرخه حرارتی که بکار می‌رود، به نوع مواد اولیه‌ای که گندله از آن ساخته شده بستگی دارد.



شکل ۳-۶۷: مقایسه نمودارهای تغییرات دما در حالت محاسباتی (نظری) و آزمایشی در هنگام پخت گندله [۱۶]

شکل (۳-۶۸) تغییرات دمایی فرآیند پخت گندله‌هایی با ترکیب شیمیایی مختلف را نشان می‌دهد. بطور کلی در چرخه‌های مختلف تلاش می‌شود از حرارت حاصل از سرد کردن گندله در قسمت‌های پیشگرم استفاده شود همچنین حرارت ناحیه پخت نیز بازیابی شود. امروزه کوره‌های تنوره‌ای که بیشتر برای گندله‌های مگنتیت بکار می‌رفت به تدریج جای خود را به سیستم‌های بستر و باند متحرک داده‌اند که در آنها امکان تنظیم فرآیند بر حسب نوع گندله بیشتر است.

### ۳-۱۲-۵) تغییرات فیزیکی و شیمیایی گندله و ساز و کار سخت شدن

گندله‌ها که به تدریج تحت تأثیر گازهای داغ در نواحی پیشگرم و پخت قرار می‌گیرند، دمای آنها افزایش و استحکام آنها پیوسته تغییر می‌کند. شکل (۳-۶۹) چگونگی تغییرات استحکام گندله‌هایی با ترکیب شیمیایی مختلف در هنگام گرم شدن در هوا را نشان می‌دهد. نحوه تغییرات استحکام در دماهای مختلف خصوصیت مهمی برای انتخاب فرآیند پخت مناسب است. تغییرات شیمیایی مهمی که در ناحیه پیشگرم رخ می‌دهد عبارتند از:

الف) اکسیداسیون قسمتی از مگنتیت.

ب) اکسید شدن ترکیبات سولفیدی (اگر در گندله موجود باشد).

ج) تکلیس کربناتها (چنانچه موجود باشد).

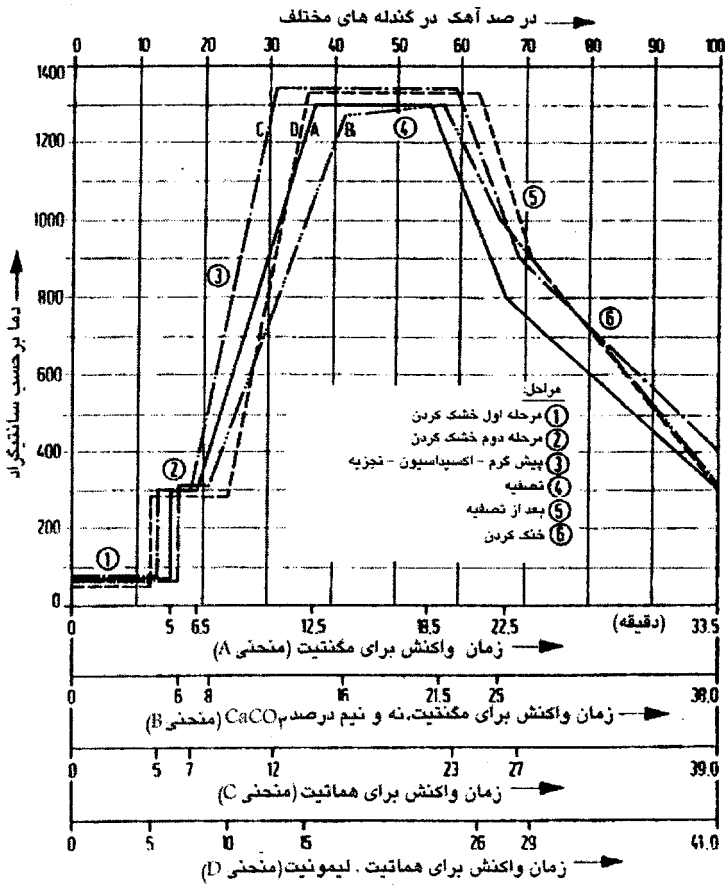
د) تبخیر آب ساختمانی و ایجاد پیوندهای اکسیدی جامد و رشد دانه‌ها.

در ناحیه پخت گندله نیز موارد زیر رخ می‌دهد:

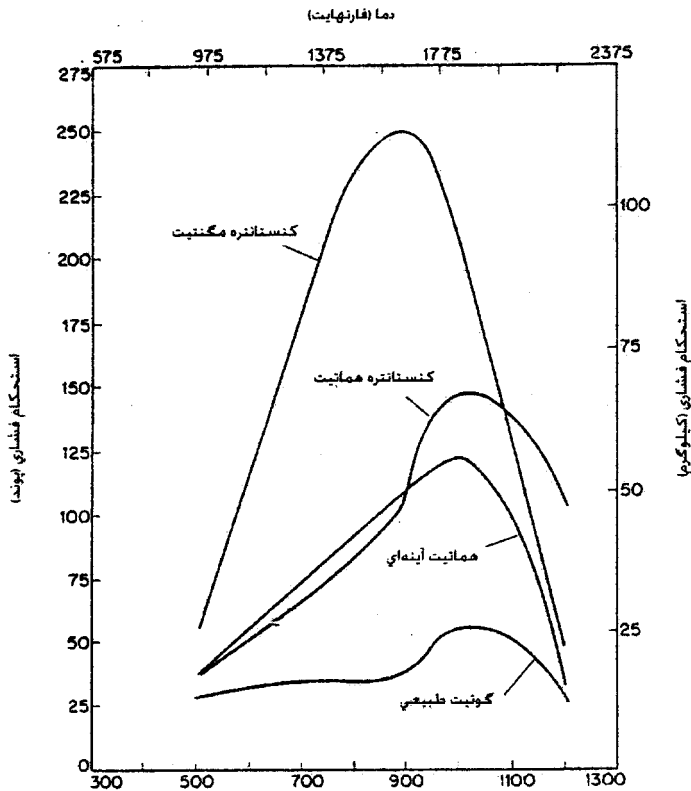
الف) تکمیل شدن اکسیداسیون مگنتیت و رشد دانه‌ها.

ب) واکنش شیمیایی بین مواد باطله موجود در گندله و مواد افزودنی و چسب‌ها.

اکسیداسیون مگنتیت به هماتیت در موقع پخت گندله اهمیت زیادی دارد و باید آتمسفر را طوری انتخاب نمود که اکسیداسیون مگنتیت بطور کامل انجام شود و همچنین چنانچه مواد اولیه از هماتیت تشکیل شده است شرایط احیاکننده بوجود نیاید و هماتیت به مگنتیت تبدیل نشود. بعلاوه ساختمان بلوری متنوعی که مگنتیت و هماتیت دارد، در هنگام اکسیداسیون، تبلور مجدد بطور کامل انجام می‌شود که این مسئله اثر بسیار مهمی بر افزایش استحکام گندله دارد. آزمایش‌هایی که توسط کوک<sup>۱</sup> و همکارانش در مورد ساز و کار سخت شدن گندله انجام گرفت، نشان داد گندله‌های مگنتیت حتی در دمای ۸۰۰ درجه سانتیگراد هم می‌توانند به هماتیت تبدیل شده و پیوندهای مستحکم اکسیدی را بوجود آورند [۱۰]. پژوهش‌های متعددی هم در رابطه با کینتیک اکسیداسیون مگنتیت و ساز و کار آن در آزمایشگاه انجام شده و نتایج آزمایشگاهی با مدل‌های مختلف ریاضی مقایسه شده است. نتایج نشان داده که واکنش اکسیداسیون مگنتیت از نوع کنترل شیمیایی است [۵۶-۵۷].



شکل ۳-۶۸: نمودارهای تغییرات دمای پخت برای گندله‌هایی با ترکیب شیمیایی مختلف [۴۵]



شکل ۳-۶۹: تغییرات استحکام گندله‌هایی با ترکیب شیمیایی مختلف در هنگام گرم شدن [۱۶]

شکل (۳-۷۰)، تصویر متالوگرافی از یک گندله تهیه شده از کنستانتره مگنیت را نشان می‌دهد که در دمای ۸۰۰ درجه سانتیگراد و به مدت ۲ ساعت در معرض هوا گرم شده است. در حالی که مستحکم شدن گندله‌های مگنیت توسط ایجاد پیوندهای اکسیدی در دماهای پایین نیز امکان‌پذیر است، گندله‌های هماتیت در دماهای بالا (۱۳۰۰-۱۰۰۰ درجه سانتیگراد) سخت می‌شود و ساز و کار سخت شدن آنها توسط تبلور مجدد توجیه می‌شود. بنابراین زمان و دمای پخت برای گندله‌های هماتیت بیشتر است. انواع پیوندهایی که ممکن است بین دو ذره گندله در هنگام پخت بوجود بیاید در شکل (۳-۷۱) نشان داده شده است. ساز و کارهای سخت شدن توسط روش متالوگرافی مطالعه و توسط تیگرشولد

ارائه گردیده است [۱۰]. با توجه به شکل (۳-۷۱) چهار نوع پیوند اتصال دهنده یا چهار ساز و کار مختلف برای سخت شدن گندله ذکر شده است که عبارتند از:

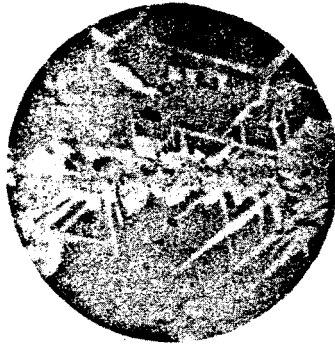
الف) پیوندهای هماتی که توسط اکسیداسیون مگنتیت بوجود آمده‌اند.

ب) پیوندهای هماتی که توسط تبلور مجدد هماتیت تولید شده‌اند.





ج) پیوندهای مگنتیتی که توسط بوسیله تبلور مجدد مگنتیت و رشد دانه‌ها ایجاد شده‌اند.

د) پیوندهای سرباره‌ای که توسط سیلیکاتهای آهن با دمای ذوب پایین ایجاد شده‌اند.

گذشته از موارد بالا، وجود افزودنی‌هایی چون بتونیت و هیدروکسید کلسیم حتی به مقدار کم (۰/۵ درصد) می‌تواند در دمای پایین پخت، استحکام کافی را برای گندله ایجاد کند.



شکل ۳-۷۰: تصویر متالوگرافی از یک گندله تهیه شده از کنسانتره مگنتیت که در دمای ۸۰۰ درجه سانتیگراد و به مدت ۲ ساعت در معرض هوا گرم شده است [۱۰]

|            |   |   |   |   |
|------------|---|---|---|---|
|            |  |  |  |  |
| نوع پیوند  | هماتیت  | هماتیت  | مگنتیت  | سرباره‌ای   |
| شیره تشکیل | اکسیداسیون مگنتیت   | تبلور مجدد هماتیت   | تبلور مجدد و رشد بانه‌های مگنتیت  | شکل گیری سیلیکاتهای آهن   |
| اتمسفر     | اکسید کننده   | اکسید کننده   | خنثی  | خنثی یا اکسید کننده خفیف  |
| دمای تشکیل | > 200 °C  | > 1100 °C   | > 900 °C  | > 1000 °C   |

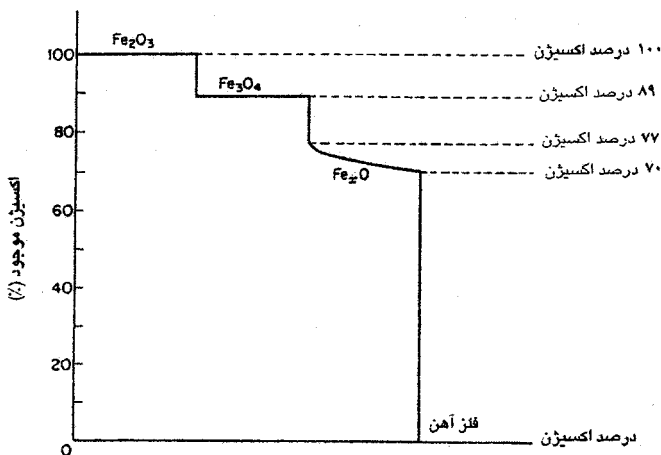
شکل ۳-۷۱: نمایی از انواع پیوندها بین دو ذره در هنگام سخت شدن گندله [۱۰]

## ۳-۱۲-۶) بررسی کیفیت گندله و عملکرد آن هنگام احیاء

در رابطه با کیفیت گندله سرد، که عمدتاً استحکام سرد و مقاومت به سایش است در بخشهای قبل بیان شد و بطور خلاصه راجع به مشخصه‌های فیزیکی گندله و سایر موارد در موقع حرارت دیدن و احیاء صحبت شد. از آنجا که اطلاع دقیق از چگونگی تغییر کیفیت گندله در ضمن احیاء در کوره بلند اهمیت زیادی دارد، در این مبحث منیرالوژی گندله در هنگام احیاء بررسی می‌شود. براساس شکل‌های (۳-۷۲) و (۳-۷۳)، احیاء گندله‌ای که عمدتاً از هماتیت تشکیل شده در دمای ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد در سه مرحله بصورت زیر انجام می‌شود:

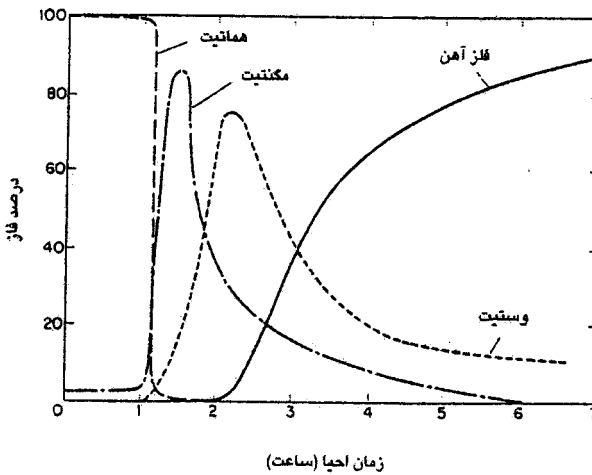
هماتیت ← مگنتیت ← وستیت ← آهن

چنانچه پتانسیل گازها یا عوامل احیاکننده به اندازه کافی باشد، ممکن است قسمتی از سه مرحله احیاء هم‌زمان انجام شود. به تدریج که اکسیژن از اکسیدهای آهن موجود در گندله حذف می‌شود پیوندهایی که در اثر اکسیداسیون و رشد بلورها و تبلور مجدد در موقع پخت گندله بوجود آمده بود از بین می‌روند. در نتیجه در هنگام احیاء، استحکام گندله دستخوش تغییر می‌شود. استحکام گندله در مراحل مختلف احیاء بستگی به درصد احیاء شدن، ترکیب شیمیایی و تغییرات فیزیکی که در آن بوجود می‌آید (مثلاً تغییر در حجم و تخلخل) دارد. وجود ناخالصی‌ها و مواد باطله در گندله نقش مهمی در خواص فیزیکی و مراحل احیاءشوندگی گندله‌بازی می‌کنند.



شکل ۳-۷۲: حذف اکسیژن از هماتیت در هنگام احیاء در دمای ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد [۱۶]

در هنگام فرآیند احیاء، تغییرات ساختمانی مختلفی ممکن است بوجود آید. بطور نمونه، تغییر ساختاری هماتیت هگزاگونال به مگنتیت مکعبی که باعث ایجاد تخلخل و افزایش حجم در گندله می‌شود. در هنگام احیاء گندله‌ای که از کنسانتره خالص تهیه شده است، کاهش استحکام گرم به میزان ۸۰ درصد در مرحله تبدیل هماتیت به مگنتیت و کاهش بیشتر استحکام در مرحله تبدیل به وستیت مشاهده شده است [۱۶].



شکل ۳-۲۳: تغییرات فازی در هنگام احیاء اکسیدهای آهن [۱۶]

### ۳-۱۲-۶-۱) خصوصیت‌های مؤثر بر کیفیت گندله هنگام احیاء

علت کم شدن استحکام گندله در ضمن احیاء بطور کامل روشن نشده است ولی خصوصیات زیر در این رابطه نقش اساسی دارند [۱۶]:

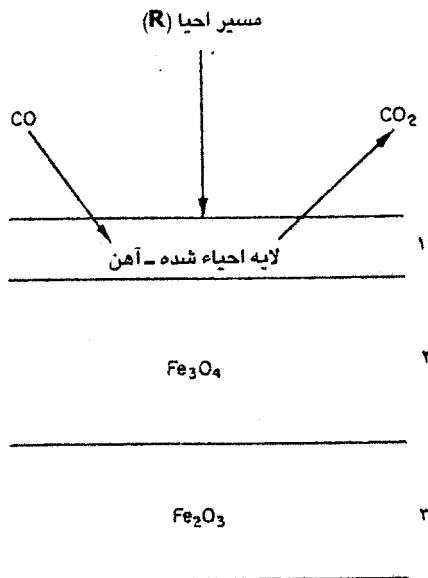
#### ۱- تغییر حجم در هنگام احیاء

بدون شك تغییر حجم گندله در هنگام تبدیل هماتیت به مگنتیت که همراه با خرد شدن گندله و کم شدن استحکام است، از نقطه نظر مصرف گندله در کوره بلند از اهمیت خاصی برخوردار است. تغییر حجم به مقدار ۲۰ درصد در گندله‌ها در شرایط آزمایشگاهی گزارش شده است [۱۶]. در موقع احیاء هماتیت به مگنتیت، ابتدا لایه نازکی از مگنتیت در اطراف ذرات هماتیت تشکیل می‌شود سپس در مرز بین مگنتیت و گاز احیاء کننده، آهن

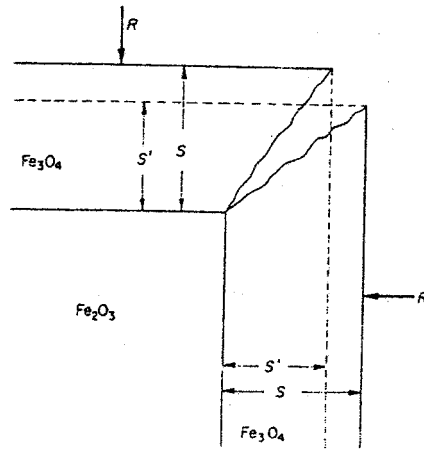
تشکیل می‌شود. فرآیند احیاء در مرز بین هماتیت و مگنتیت براساس واکنش (۳-۸۳) انجام می‌شود [۱۶]:



بنابراین طبق شکل (۳-۷۴)، تبدیل هماتیت به مگنتیت در دو مرحله انجام می‌شود. در مرحله نخست، در سطح تماس گازهای احیاکننده لایه نازکی از آهن بوجود می‌آید و یونهای  $\text{Fe}^{2+}$  و  $e^-$  از لایه مگنتیت نفوذ می‌کند. در مرحله دوم، در مرز بین مگنتیت و هماتیت طبق واکنش (۳-۸۳)، مولکولها و لایه‌های جدیدی از مگنتیت بوجود می‌آیند. بنابراین به تدریج لایه مگنتیت رشد کرده و از مقدار هماتیت کاسته می‌شود. تبدیل چهار مولکول هماتیت به سه مولکول مگنتیت، افزایش حجمی در حدود ۱۱ درصد ایجاد می‌کند. تأثیر این تغییر حجم در شکل (۳-۷۵) نشان داده شده است. در این شکل فرض شده است لایه یکنواختی از مگنتیت در اطراف یک مکعب از هماتیت تشکیل شده و جهت افزایش حجم همان جهت نفوذ است.



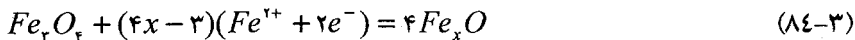
شکل ۳-۷۴: نمایی از ایجاد لایه‌ها در فرآیند احیاء هماتیت به مگنتیت [۱۶، ۱۰]



شکل ۳-۷۵: شکست دانه به دلیل افزایش حجم در هنگام احیاء [۱۶، ۱۰]

در شکل (۳-۷۵)، ضخامت لایه اولیه هماتیت است که هنگام تبدیل شدن به مگنتیت مقدار آن به  $S$  افزایش یافته است. بنابراین براساس گفته‌های بالا،  $S' = 1/11 S$  است [۱۶].

چنانکه در شکل (۳-۷۵) مشاهده می‌شود، افزایش حجم مذکور منجر به ترک در سطوح مرزی می‌شود. احیاء مگنتیت به وستیت نیز طبق واکنش (۳-۸۶) صورت می‌گیرد [۱۶].



بسته به مقدار  $x$ ، واکنش بالا می‌تواند افزایش حجمی از ۴ تا ۱۱ درصد را ایجاد کند و متعاقباً باعث کاهش استحکام گندله گردد [۱۶].

## ۲- تورم

پدیده افزایش حجم که در بالا بحث شد، افزایش حجم واقعی بعلت تغییر ساختمانی گندله می‌باشد و مقدار آن از ۲۰ درصد تجاوز نمی‌کند. مورد دیگری که در هنگام احیاء گندله ممکن است بوجود بیاید افزایش حجم ظاهری و یا تورم است که ناشی از تشکیل حفره‌ها و فضاهای خالی درون گندله است و مقدار آن در شرایط آزمایشگاهی تا ۳۴ درصد گزارش شده است [۱۶].

پدیده تورم می‌تواند اختلال زیادی در کار کوره بلند ایجاد کند. بطور کلی هر چه بازده اولیه کوره بلند بیشتر باشد و هرچه گندله در بار کوره بیشتر باشد و هرچه تمایل گندله به تورم در هنگام احیاء بیشتر باشد، کاهش تولید ویژه کوره در اثر مصرف گندله بیشتر و محسوس تر خواهد بود. کوششهای زیادی تاکنون برای مشخص نمودن علت تورم گندله و راههای جلوگیری از آن به عمل آمده است ولی دلیل مشخصی برای این پدیده یافت نشده است. پژوهشهای زیادی نیز برای پیدا کردن شرایطی که منجر به تورم می‌شود، صورت گرفته و ساز و کارهای گوناگونی نیز ارائه شده است که تا حدی توانسته‌اند این فرآیند را توضیح دهد. همچنین اطلاعاتی نیز در مورد امکانات حذف و یا کاهش پدیده تورم بدست آمده است. بطور کلی چکیده پژوهشهای انجام شده عبارتند از:

(الف) تورم، بیشتر هنگام احیاء گندله‌های هماتیت بوجود می‌آید و در مورد گندله‌های مگنتیت به ندرت مشاهده شده است.

(ب) در آزمایشهایی که بر روی احیاء گندله با گازهای CO و H<sub>2</sub> و مخلوط‌های N<sub>2</sub>/CO<sub>2</sub>/CO انجام گرفته، در تمام موارد تورم مشاهده شده است.

(ج) در پاره‌ای از گزارشها نیز آمده است که در صورت احیاء گندله توسط گاز هیدروژن تورم بوجود نمی‌آید.

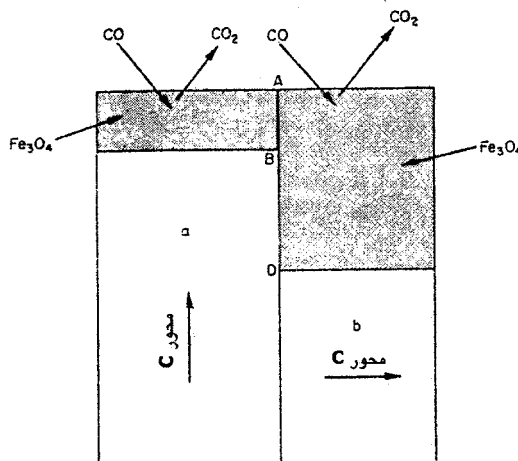
(د) تورم فقط در مورد گندله‌های هماتیت با درجه خلوص بالا (بیش از ۶۷ درصد آهن) و مواد باطله کم بوجود می‌آید.

(ذ) سنگ آهن هماتیت با شرایط فیزیکی شیه گندله (از نظر تخلخل و سایر موارد) در هنگام احیاء تورم زیادی از خود نشان نمی‌دهد.

بر اساس دیدگاه ادستروم<sup>۱</sup>، تبدیل هماتیت با ساختمان بلوری هگزاگونال به مگنتیت با ساختمان مکعبی باعث آشفستگی و بهم‌ریختگی شبکه می‌شود. در نتیجه حفره‌هایی در گندله بوجود می‌آید و حجم گندله افزایش می‌یابد [۱۶، ۱۳]. شرایطی که در آن گندله تهیه و پخته می‌شود، در حساسیت آن به تورم مؤثر است. در کانی‌های هماتیت که ترکیب شیمیایی و ساختمان فیزیکی مشابهی با گندله دارند، هنگام احیاء تغییر حجم زیادی بوجود نمی‌آید [۱۶].

### ۳- همسانگرد<sup>۲</sup> نبودن سرعت احیاء

هماتیت به دو صورت وجود دارد، هماتیت پایدار ( $\alpha$ ) با شبکه بلوری همگراگونال (شبه کراندوم) و هماتیت نیمه پایدار ( $\gamma$ ) با شبکه مکعبی شبیه مگنتیت (به صورت اسپینل). هماتیت موجود در گندله که از اکسیداسیون مگنتیت در شرایط اکسیدی بوجود می آید، از هماتیت پایدار ( $\alpha$ ) تشکیل شده است. بلورها خاصیت برداری یا جهت دار دارند که منجر می شود واکنش های شیمیایی در برخی از جهات فعالیت بیشتری داشته باشند [۱۶]. بعلت اختلاف شبکه بلوری مگنتیت و هماتیت، در هنگام احیاء هماتیت، یونهای اکسیژن مهاجرت کرده و جابجا می شوند. این فرآیند عمدتاً با کمترین جابجایی یونها انجام می گیرد. این جابجایی هنگامی کمترین مقدار است که صفحه (۱۱۱) بلور مگنتیت تشکیل شده موازی با صفحه (۰۰۱) بلور هماتیت باشد. بنابراین هماتیت در جهت عمود بر محور C احیاء می شود بعبارت دیگر سرعت احیاء در جهت عمود بر محور C بیشتر است [۱۶]. این مسئله بطور تجربی نیز اثبات شده است. تأثیر این ناهمسانگردی در شکل (۳-۷۶) نشان داده شده است.



شکل ۳-۷۶: همسانگرد نبودن سرعت احیاء در دو دانه هماتیت نزدیک به هم [۱۶]

با توجه به شکل (۳-۷۶)، پیشرفت احیاء در بلور b بیشتر از بلور a است. بعلاوه افزایش بیشتر حجم در بلور b نسبت به بلور a، یک تنش برشی درونی در مرز دو بلور (خط BD) بوجود می‌آید که منجر به از هم گسیختگی دانه می‌شود. این تمایل به گسیختگی مربوط به چگونگی قرارگیری محور C در بلورهای هماتیت نزدیک به هم می‌باشد.

#### ۴- فشارهای رشد بلور

در دماهای پایین‌تر از نقطه ذوب، چنانچه فشار داخلی حاصل از رشد بلورها از استحکام گندله تجاوز کند، در این صورت پدیده‌هایی مثل تورم، از هم گسیختگی گندله و یا کم شدن استحکام آشکار خواهند شد. اثرات بالا می‌تواند منجر به پارگی داخلی دانه‌ها و یا ترک‌های بین دانه‌ای و ایجاد حفره و تخلخل در هنگام احیاء شود. نتایج این تغییرات ساختمانی را می‌توان با انجام آزمایشهای LTBT و تورم شناسایی نمود.

#### ۳-۱۲-۶-۲) روشهای بهبود کیفیت گندله هنگام احیاء

هنگام بررسی روشهای بهبود کیفیت گندله باید توجه داشت که روش پیشنهادی برای بهبود یک خصوصیت روی خصوصیات دیگر اثر منفی نداشته باشد. بطور نمونه افزایش استحکام باعث کم شدن احیاءپذیری نشود. با توجه به مواردی که در تغییر کیفیت گندله هنگام احیاء اثر دارند، می‌توان روشهای زیر را برای بهبود کیفیت گندله پیشنهاد داد:

الف) برای جلوگیری از تغییر ساختمانی گندله هنگام احیاء، بهتر است گندله مگنتیتی تولید شود.

ب) افزایش مواد مناسب به مخلوط مواد اولیه گندله.

ج) افزایش دمای پخت گندله.

د) پایدار کردن هماتیت (۲) با ساختمان مکعبی.

ه) بزرگ کردن بلورهای هماتیت در گندله.

تولید گندله مگنتیتی به دو صورت امکان‌پذیر است. اول اینکه، فرآیند پخت را در یک اتمسفر خنثی انجام داده که باعث اکسیداسیون مگنتیت نشود که این روش مشکلات اجرایی و فنی زیادی دارد. دوم استفاده از چسب‌های شیمیایی و مواد افزودنی برای سخت کردن گندله است بطوریکه نیازی به پخت گندله در دماهای بالا نباشد. روش دوم مورد توجه است و حالت‌های گوناگونی از آن بررسی شده است. بطور نمونه می‌توان به فرآیند

تولید گندله سرد اشاره کرد که در آن از ۱۰ درصد سیمان به عنوان چسب در مخلوط بار گندله سازی استفاده می شود. در این روش، برای اینکه گندله های تولیدی به یکدیگر نچسبند در چند مرحله خشک می شوند [۱۶].

از دیگر روشها می توان استفاده از آهک هیدراته به عنوان چسب و پختن گندله در اتمسفر دی اکسید کربن در دمای حدود ۲۰۰ درجه سانتیگراد را نام برد. این روشها هنوز بصورت صنعتی در نیامده است. پژوهشهای گوناگونی در این رابطه در مجتمع فولاد مبارکه انجام شده است. در این پژوهشها، پوشش دهی گندله های تولیدی با آهک هیدراته، سنگ آهک، دولومیت و سیمان به روش اسپری کردن بررسی شده است [۵۸]. آزمایشهای چسبندگی بر روی گندله های تولیدی بدون پوشش و با پوشش در دماهای گوناگون انجام شد همچنین آزمایشهایی هم در مقیاس صنعتی انجام شده است. نتایج آزمایشها نشان داد که با انجام عملیات پوشش دهی، ریزساختار سطحی گندله ها دچار تغییراتی شده که در نهایت منجر به بهبود خواص سطحی گندله و کاهش تمایل به چسبندگی در هنگام احیاء می شود اما احیاء پذیری گندله ها در اثر این فرآیند تغییر چندانی نمی کند. بررسی ریزساختار فصل مشترک لایه پوشش با گندله ها نشان داد که پوشش آهک هیدراته چسبندگی بهتری نسبت به سایر پوشش ها با سطح گندله دارد و این پوشش حفره ها و ترکهای ریز سطحی را بهتر می پوشاند [۵۸].

نفوذ ذرات معلق (سوسپانسیون) آهک هیدراته به داخل حفره ها و ترکهای سطحی به خاطر خاصیت موینگی و نفوذ مایع به داخل آنها است. در نتیجه ذرات معلق تولیدی از آهک هیدراته به خاطر پایداری بیشتر آنها و همچنین دانه بندی ریزتر ذرات آهک هیدراته، قابلیت نفوذ بیشتری نسبت به سایر ذرات معلق دارد. نفوذ و چسبندگی خوب به سطح گندله می تواند به پایداری بیشتر ذرات آهک هیدراته بر سطح گندله هنگام احیاء کمک کند.

همانطور که مطرح شد پدیده تورم بیشتر در مورد گندله با درصد بالای آهن رخ می دهد. بنابراین چنانچه مواد گداز آور مناسب به گندله اضافه شود (گندله خود گداز) درصد خلوص آن پایین آمده و تورم رخ نخواهد داد. آزمایشهایی در مجتمع فولاد مبارکه در رابطه با افزودن بتونیت، آهک و مخلوط بتونیت - آهک به گندله های تولیدی از سنگ آهن چادرمولو، گل گهر و مخلوط آنها به منظور تولید گندله هایی با بازیسته مناسب

انجام شده است [۵۹-۶۱]. گندله‌های تولیدی تحت آزمایشهای استاندارد قرار گرفتند. نتایج ضرایب سایش، استحکام فشاری خشک، استحکام فشاری سرد، تخلخل، آزمایش لیندر و مقدار FeO نشان داد که نوع و مقدار مواد افزودنی به ماهیت مخلوط سنگ آهن مصرفی بستگی دارد. بعنوان مثال، نمونه‌هایی که دارای ۰/۳ درصد بنتونیت، مخلوط ۰/۴ درصد بنتونیت - ۰/۱۶ درصد آهک و یا مخلوط ۰/۶ درصد بنتونیت - ۰/۳۲ درصد آهک بودند، خواص مطلوبی را نشان دادند و معلوم شد که می‌توان از آنها در خط تولید گندله‌سازی استفاده کرد [۵۹-۶۱].

گزارشهای زیادی نیز در مورد اثر افزایش دمای پخت گندله بر کیفیت تولیدی در دست است. مشخص شده است یکی از دلایل سخت شدن گندله در موقع پخت، تبلور مجدد و رشد دانه‌ها است. در این مرحله تولید بلورهای بزرگ و هم محور هماتیت اهمیت زیادی دارد. عامل مهمی که رشد بلورها را در این مرحله کنترل می‌کند، دمای اکسیداسیون مگنتیت به هماتیت است. چنانچه اکسیداسیون مگنتیت در دمای بالا، حدود ۱۲۰۰-۱۱۰۰ درجه سانتیگراد، انجام شود، دانه‌ها بطور قابل توجهی رشد خواهند کرد. رخ دادن چنین شرایطی مشکلات زیادی را بدنبال دارد، اما مشاهده شده است چنانچه اکسیداسیون مگنتیت در مرحله پیشگرم به مقدار ۷۰ درصد محدود شود و بقیه اکسیداسیون در مرحله پخت و در دمای بالا انجام شود، باز هم رشد قابل توجه دانه‌ها صورت خواهد گرفت [۱۶].

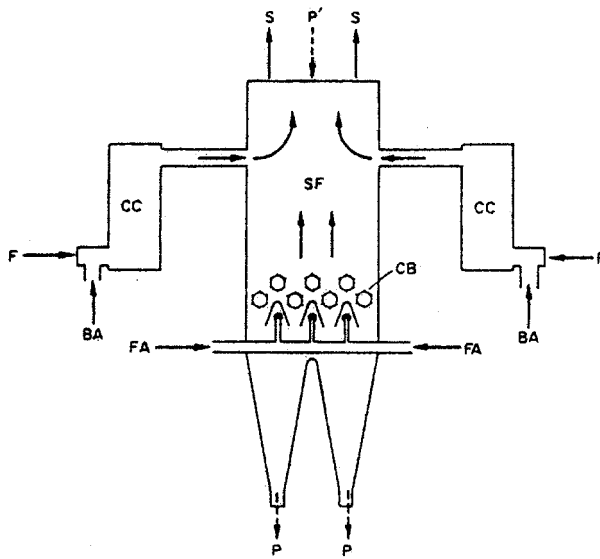
بزرگ کردن بلورهای هماتیت در گندله به روشی که در بالا توضیح داده شد، از پدیده کم شدن استحکام بعلت افزایش حجم و خاصیت ناهمسانگردی به مقدار زیادی جلوگیری می‌کند، اما چگونگی رسیدن به خصوصیت بالا خود مسئله دیگری است. در مورد روش پایدار کردن هماتیت مکعبی هنوز روش علمی مناسبی پیشنهاد نشده است.

### ۳-۱۲-۷) ماشین‌های پخت گندله

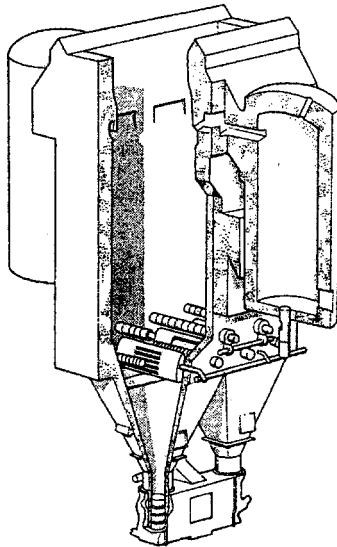
همانطور که در ابتدای بخش (۳-۱۲) بیان شد، مهمترین و پرمصرف‌ترین کوره‌های پخت گندله، کوره تنوره‌ای، بستر متحرک و مجموعه کوره دوار و بستر (زنجیر) می‌باشند. در این قسمت عملکرد این دستگاهها در رابطه با پخت گندله شرح داده می‌شود:

## ۱- کوره تنوره‌ای

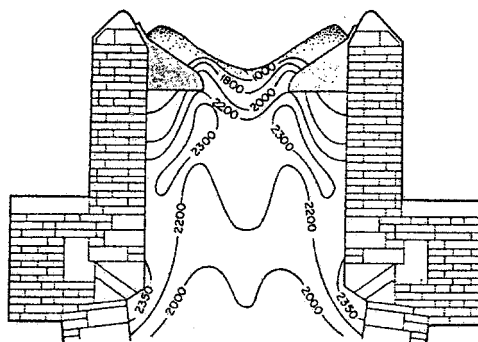
این کوره در سال ۱۹۵۰ در دانشگاه مینه‌سوتا برای پخت گندله ساخته و تکمیل شد [۱۶]. ساده‌ترین طرح این کوره در شکل (۳-۷۷) مشاهده می‌شود. تفسیر علائم بکار رفته در شکل‌های این بخش در جدول (۳-۲۵) آمده است. اولین کوره‌ها شکل استوانه‌ای داشتند و انرژی حرارتی در حدود  $10^6 \times 2110$  ژول به ازاء یک تن گندله مصرف می‌کردند [۱۶]. به تدریج این کوره‌ها تکامل یافته و شکل آنها به مکعب مستطیل تغییر کرد و چرخ‌های دندانه‌داری در قسمت پایین کوره ساخته شد و ابعاد کوره نیز برای بازیابی بهتر حرارت تغییراتی کرد. به تدریج که گندله‌سازی توسعه پیدا کرد انواع کوره‌های تنوره‌ای با تغییرات جزئی ساخته شد. بعنوان مثال فقط در اوایل سال‌های ۱۹۶۰ توسط شرکت ایرمینینگ<sup>۱</sup>، ۲۶ عدد از این کوره‌ها ساخته و بکار گرفته شد. به هر حال کوره‌های استاندارد با سطح مقطع مستطیلی، ابعاد تقریبی  $4 \times 2$  متر و ارتفاع ۱۸ متر دارند. چنین کوره‌ای ۵۰ تن گندله خام در ساعت مصرف می‌کند. مقطعی از این کوره در شکل (۳-۷۸) مشاهده می‌شود. با سرعت پایین آمدن بار در حدود ۴۳ میلیمتر در دقیقه، زمان ماندن گندله در کوره حدود ۴ ساعت است. مواد سوختنی در دو محفظه احتراق استوانه‌ای شکل در دو طرف کوره می‌سوزند و هوای گرم و گازهای احتراق با دمای حدود ۱۲۹۰ درجه سانتیگراد از طریق ورودی‌هایی که در فاصله حدود ۲/۶ متر از بالای کوره قرار دارند، وارد کوره می‌شوند. در فاصله حدود ۱۰/۵ متر از بالای کوره، هوا برای سرد کردن وارد کوره می‌شود. در همین قسمت خردکن‌ها قرار دارند که برای جدا کردن گندله‌هایی که به یکدیگر چسبیده‌اند استفاده می‌شوند تا بار بصورت یکنواخت خارج شود. در بالای کوره ماشین تغذیه بار کوره قرار دارد تا گندله‌ها وارد کوره شوند. چنانچه در قسمت بالای کوره در اثر عبور گاز، گازها بطور یکنواخت از کوره خارج نشوند، دمای این قسمت افزایش می‌یابد. بنابراین برای جلوگیری از این پدیده و با بررسی این نقاط، مقداری گندله پخته به این مناطق افزوده می‌شود. یکی از مواردی که در مورد این کوره‌ها وجود داشت تغییرات زیاد دما در مقطع کوره بود (شکل ۳-۷۹-الف). این مورد بعلت حالت بار دادن ۷ شکل به کوره بود. با تغییر حالت بار دادن براساس شکل (۳-۷۹-ب)، تغییرات دمایی مناسب بدست آمد. تغییرات دیگری نیز در این کوره‌ها انجام شده است که عمدتاً شامل جدا کردن قسمت سرد کردن و استفاده از مبدل حرارتی برای بازیابی حرارت و مصرف آن در محفظه سوخت می‌باشد. توضیح بیشتر در رابطه با این تغییرات در مراجع آمده است [۱۶، ۳۶].



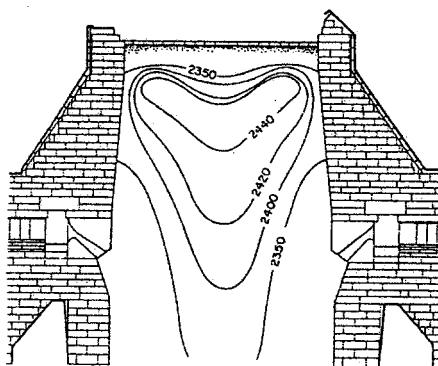
شکل ۳-۷۷: نمایی از یک کوره تنوره‌ای برای پخت گندله (علائم اختصاری استفاده شده، در جدول (۳-۲۵) توضیح داده شده است) [۲۵، ۱۶]



شکل ۳-۷۸: کوره تنوره‌ای پخت گندله بعد از اصلاحات انجام شده در سال ۱۹۶۲ [۱۶]



(الف)



(ب)

شکل ۳-۷۹: تغییرات دمایی ایجاد شده در دو روش گوناگون باردهی به کوره تنوره‌ای [۱۶]

جدول ۳-۲۵: حروف اختصاری بکار رفته درشکلهای (۳-۷۷) و (۳-۸۰) [۱۶]

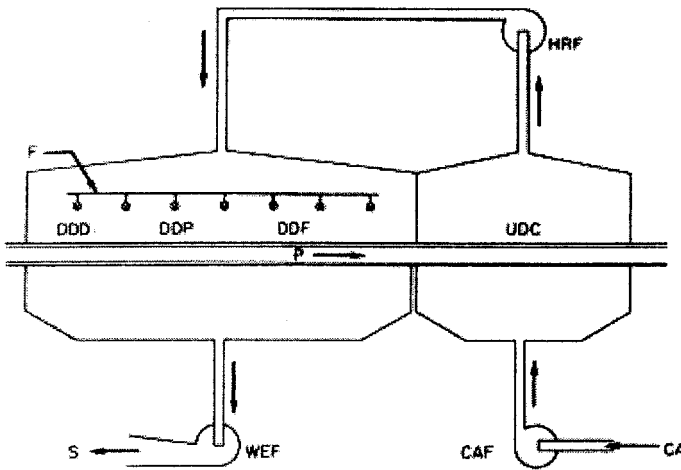
| حروف اختصاری | نام لاتین                | نام                    |
|--------------|--------------------------|------------------------|
| UDD          | Updraught Drying         | خشک کن دمشی            |
| DDD          | Downdraught Drying       | خشک کن مکشی            |
| DHY          | Dehydration              | نم‌زدا (رطوبت‌زدا)     |
| DDP          | Downdraught Pre-heat     | ناحیه پیشگرم مکشی      |
| DDF          | Downdraught Firing       | ناحیه پخت مکشی         |
| DDAF         | Downdraught After Firing | مکش از پایین پس از پخت |
| UDC          | Updraught Cooling        | سردکن دمشی             |
| CRZ          | Contaminant Removal Zone | ناحیه دفع آلودگی       |
| F            | Fuel                     | سوخت                   |

| حروف اختصاری | نام لاتین             | نام                        |
|--------------|-----------------------|----------------------------|
| BA           | Burner Air            | هوای مشعل                  |
| CA           | Cooling Air           | هوای سردکننده              |
| FA           | Furnace Air           | هوای کوره                  |
| TA           | Tempering Air         | هوای بازپخت                |
| HKG          | Hot Kiln Gas          | گاز داغ کوره               |
| P            | Pellets               | گندله‌ها                   |
| S            | Exhaust to Stack      | گاز خروجی از تنوره         |
| P'           | Green balls           | گندله‌های خام              |
| CAF          | Cooling Air Fan       | تهویه سردکننده             |
| HRF          | Hood Recuperation fan | تهویه باز یافت گرما        |
| WEF          | Windbox Exhaust Fan   | تهویه تخلیه گازها به دودکش |
| UDDF         | Updraught Drying Fan  | تهویه خشک کن دمشی          |
| HEF          | Hood Exhaust fan      | هود دودکش                  |
| PE           | Pre-heat Fan          | تهویه پیشگرم               |
| DHYF         | Dehydration Fan       | تهویه نم‌زدایی             |
| CB           | Chunk Breaker         | چرخهای دنداندار            |
| CC           | Combustion Chamber    | اتاقک احتراق               |
| RK           | Rotary Kiln           | کوره چرخشی                 |
| SF           | Shaft Furnace         | کوره تنورهای               |

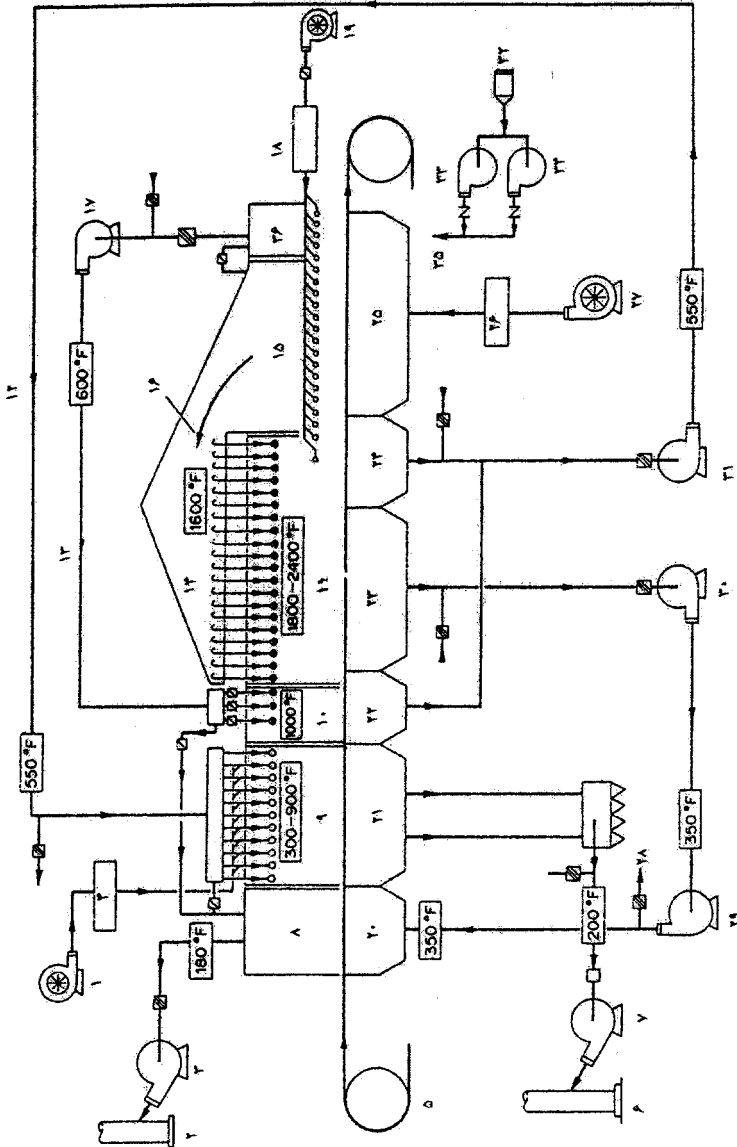
## ۲- روش بستر متحرک

کوره‌های تنوره‌ای دارای انعطاف‌پذیری کمی برای تنظیم مراحل مختلف پخت گندله هستند. برای رفع این مشکل، استفاده از روش پخت گندله در بستر متحرک پیشنهاد شد. این روش با ایده گرفتن از ماشین دوایت لوید بوجود آمد و در آن کلیه مراحل خشک کردن، پیشگرم و پختن گندله بر روی شبکه فلزی دوار شبیه ماشین دوایت لوید انجام می‌شود. طرح ساده و اولیه این ماشین در شکل (۳-۸۰) آمده است و طرح‌های بعدی و تکمیلی آن نیز در شکل (۳-۸۱) مشاهده می‌شود [۱۶]. اصول کار در همه دستگاها یکسان است و تنها تفاوتی که با هم دارند، مربوط به جهت مکش و دمش هوا (از بالا یا از

پایین)، ابعاد قسمت‌های مختلف و چگونگی تنظیم مسیر گازها است. طراحی این ماشین‌ها به نوع گندله و بخصوص مواد اولیه گندله بستگی دارد. مثلاً طول شبکه در قسمت‌های پیشگرم، خشک کردن و پختن برای گندله‌های مگنتیتی و هماتیتی متفاوت است. بر حسب درصد رطوبت گندله خام و استحکام آن در مراحل گوناگون، ممکن است جهت جریان گازها تغییر کند. در شکل (۳-۸۱) جریان کامل گازها در یک شبکه پخت گندله نشان داده شده است. مشخصات دستگاه‌های تهویه استفاده شده در شکل (۳-۸۱) در جدول (۳-۲۶) آمده است.



شکل ۳-۸۰: نمایی از یک ماشین با بستر متحرک برای پختن گندله (علائم اختصاری استفاده شده، در جدول (۳-۲۵) توضیح داده شده است) [۱۶]



شکل ۳-۸۱- نمایی از طرح تکمیلی پخت گندله به روش بستر متحرک همراه با نمایش جریان عبور گازها در شبکه پخت گندله [۱۶]

۱- تهویه هوای بازپخت، ۲- دودکش، ۳- هود دودکش، ۴- محیط، ۵- ماشین پخت گندله، ۶- دودکش، ۷- تهویه تخلیه گازها به دودکش، ۸- ناحیه خشک کن دمشی، ۹- اولین ناحیه خشک کن مکشی، ۱۰- دومین ناحیه خشک کن مکشی، ۱۱- ناحیه پخت و پیشگرم، ۱۲- جعبه هوای کوره بازیابی گرما (شماره ۲)، ۱۳- هود گرد و غبار کوره بازیابی گرما، ۱۴- لوله‌های اصلی خروج گاز کوره، ۱۵- اولین ناحیه سردکننده، ۱۶- بازیابی مستقیم گرما، ۱۷- تهویه هود کوره بازیابی گرما، ۱۸- محیط، ۱۹- تهویه درزگیر هود، ۲۰ تا ۲۵- تهویه‌های مختلف، ۲۶- محیط، ۲۷- تهویه سردکننده هوا، ۲۸- سیستم جمه‌کننده غبار سیکلون، ۲۹- تهویه خشک کن مکش به بالا، ۳۰- تهویه بازیابی شماره ۱، ۳۱- تهویه بازیابی شماره ۲، ۳۲- فیلتر هوا، ۳۳- تهویه اتمیزه‌کننده هوا شماره ۱، ۳۴- تهویه اتمیزه‌کننده هوا شماره ۲، ۳۵- به سمت سوختن، ۳۶- دومین ناحیه سردکننده

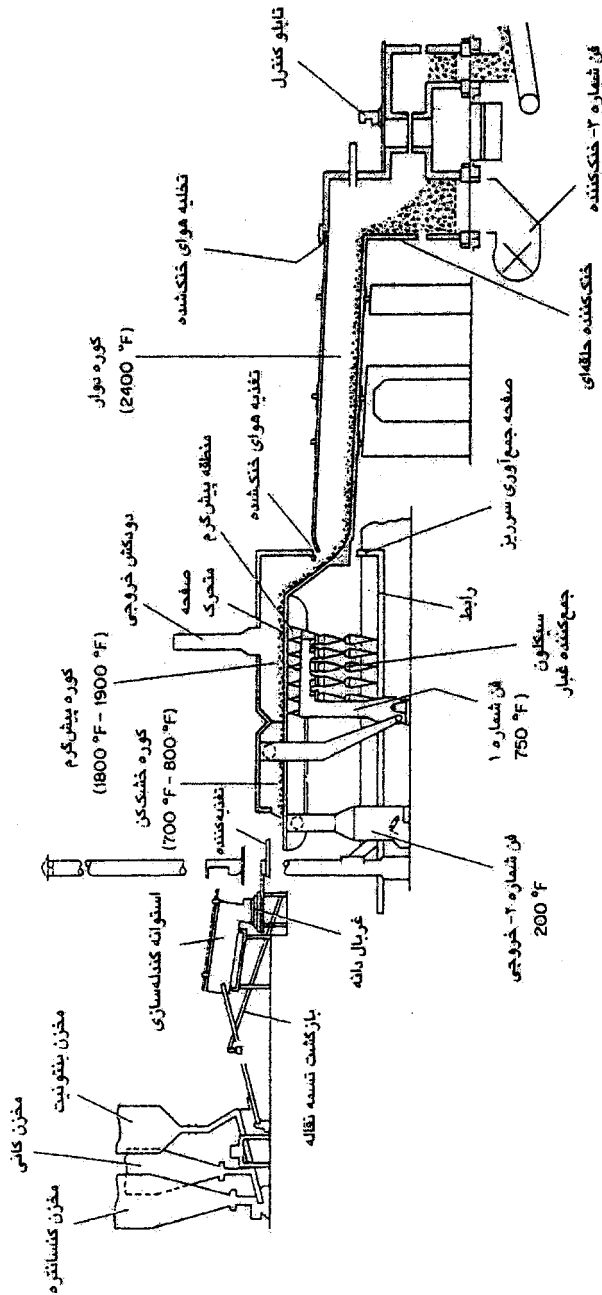
جدول ۳-۲۶: مشخصات دستگاه‌های تهویه استفاده شده در شکل (۳-۸۱) [۱۶]

| قدرت موتور (اسب بخار) | دمای (°F) | دمای (°C) | افت فشار | دبی هوا (متر مکعب در دقیقه) | دبی هوا (فوت مکعب در دقیقه) | نوع دستگاه تهویه           |
|-----------------------|-----------|-----------|----------|-----------------------------|-----------------------------|----------------------------|
| ۳۰۰۰                  | ۱۱۵       | ۴۶        | ۲۴       | ۱۲۴۱۷                       | ۴۳۸۵۰۰                      | تهویه سردکننده             |
| ۲۰۰۰                  | ۳۳۰       | ۱۶۵       | ۲۳       | ۶۵۴۹                        | ۲۳۱۳۰۰                      | تهویه شماره (۲۳)           |
| ۲۰۰۰                  | ۳۵۰       | ۱۷۶       | ۲۳       | ۶۵۴۹                        | ۲۳۱۳۰۰                      | تهویه خشک کننده دمشی       |
| ۲۵۰۰                  | ۵۳۰       | ۲۷۶       | ۲۵       | ۵۸۱۳                        | ۲۰۵۳۰۰                      | تهویه شماره (۲۴)           |
| ۳۰۰۰                  | ۱۸۰       | ۸۲        | ۲۶/۵     | ۹۰۷۹/۵                      | ۳۲۰۶۴۰                      | تهویه تخلیه گازها به دودکش |
| ۵۰۰                   | ۱۴۰       | ۶۰        | ۴        | ۸۰۷۰                        | ۲۸۵۰۰۰                      | هود دودکش                  |
| ۲۵۰                   | ۶۰۰       | ۳۱۵       | ۵        | ۱۹۸۲                        | ۷۰۰۰۰                       | هود بازیافت گرما           |

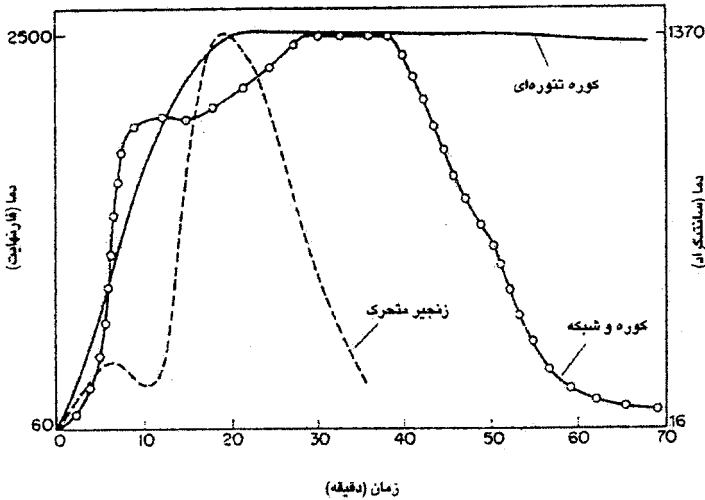
## ۳- مجموعه کوره دوار و بستر (زنجیر) متحرک

این فرآیند که در اواخر دهه ۱۹۵۰ معرفی گردید، تغییر یافته کوره لپول<sup>۱</sup> است که برای مدتی در صنایع سیمان استفاده می شد. این فرآیند برای پختن گندله، توسط شرکت آلیس چالمرز<sup>۲</sup> در مقیاس نیمه صنعتی ساخته و تکمیل شد و سپس توسط شرکت کلیولاند کلیفس<sup>۳</sup> به تعداد زیادی ساخته و استفاده شد. طرح این روش در شکل (۳-۸۲) نشان داده شده است. هدف از جدا کردن مرحله پخت از مراحل خشک کردن و پیشگرم در این فرآیند این بود، که مرحله خشک کردن و پیشگرم روی یک شبکه یا زنجیر کوتاه و ارزان با هزینه کم انجام شود و برای پخت یکنواخت گندله از کوره دوار استفاده شود. مزایای این روش نسبت به دو روش قبل این است که اولاً گندله تولیدی کیفیت یکنواخت تری دارد، دوم اینکه، عمل چرخش گندله ها در داخل کوره دوار باعث می شود که گندله های شکسته شده نرم شوند و بتوان آنها را پس از تخلیه، بدون آسیاب کردن به سیستم گندله سازی برگشت داد. سوم اینکه، چنانچه بعضی از گندله ها ترک داشته باشند، این شانس را خواهند داشت که در کوره دوار، ترک بسته شده و جوش بخورد.

منحنی های دما - زمان برای هر سه نوع ماشین پخت گندله در شکل (۳-۸۳) مشاهده می شود. با توجه به منحنی های تغییرات دمایی برای سه نوع دستگاه بالا، مشخص می شود که زمان پخت برای کوره تنوره ای بسیار زیاد است. در حالیکه در روش بستر متحرک (زنجیر متحرک) کمترین مقدار است اما برای روش مجموعه کوره دوار و بستر متحرک متوسط می باشد. سرعت گرم شدن گندله در محدوده دمایی ۲۰۰ تا ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد برای روش مجموعه کوره دوار و بستر متحرک، بیشتر از دو فرآیند دیگر است.



شکل ۳-۸۲: نمایی از سیستم پخت گندله به روش کوره دوار و زنجیر متحرک [۱۶]



شکل ۳-۸۳: منحنی‌های دما - زمان برای هر سه روش پخت گندله [۱۶]

برخی دیگر از مشخصات سه نوع ماشین پخت گندله، در جدول (۳-۲۷) با هم مقایسه شده است. با توجه به جدول تفاوت عمده‌ای که بین سه فرآیند وجود دارد در مقدار انرژی مصرفی آنها است که این مقدار برای کوره تنوره‌ای بیشترین مقدار بوده و برابر ۴۰ کیلو وات بر تن می‌باشد اما برای دو فرآیند دیگر تقریباً نصف این مقدار است [۱۶].

جدول ۳-۲۷: مقایسه مشخصات سه نوع روش پخت گندله [۱۶]

| مشخصات                                     | کوره تنوره‌ای | زنجره یا بستر متحرک | کوره دوار یا بستر متحرک (زنجره) |
|--|---------------|---------------------|---------------------------------|
| تولید (میلیون تن در سال)                   | ۱/۸-۲         | ۱/۸-۲               | ۱/۸-۲                           |
| ساعات کار در سال                           | ۷۲۰۰          | ۷۲۰۰                | ۷۲۰۰                            |
| پرستل (نفر ساعت بر حسب تن تولیدی محصول)    | ۰/۱           | ۰/۱۱                | ۰/۱۱                            |
| سوخت (لیتر در تن تولیدی)                   | ۱۸            | ۱۹                  | ۱۹                              |
| توان مصرفی (کیلو وات ساعت بر تن تولیدی)    | ۴۰            | ۲۵                  | ۲۰                              |
| مقدار بنتونیت مصرفی (کیلو گرم بر تن محصول) | ۷             | ۷                   | ۷                               |

### ۳-۱۳) آگلومراسیون مخلوط‌های سوختی

تاکنون روش‌های مختلف آگلومراسیون کانی‌ها مختصراً مطرح گردید. ماده خام دیگری که در تولید آهن و فولاد بکار می‌رود کک است که خود توسط آگلومره کردن نرمه و پودر ذغال در کوره‌های کک‌سازی تولید می‌شود و به شکلی از ماده کربن‌دار که دارای مواد فرار کم و استحکام زیاد است در می‌آید. در سالهای گذشته کوشش شده است که پودر کانه آهن را به مخلوط ذغال کک‌سازی افزوده و آگلومره‌ای از کربن و آهن بنام فروکک بسازند. همانطور که در بخش‌های گذشته بیان شد، کک متالورژی تنها از نوع خاصی از ذغال که دارای مواد فرار کم بوده و خاصیت کک‌شوندگی بالایی دارد تهیه می‌شود. ایده تولید فروکک به منظور استفاده از ذغال‌هایی که درصد مواد فرار بالایی دارند (۳۰ تا ۴۰ درصد) بوجود آمد. با مخلوط کردن پودر کانه آهن یا غبار کوره بلند به میزان ۲۰ درصد با ۸۰ درصد ذغال از نوع بالا ماده اولیه لازم جهت تهیه فروکک بدست می‌آید. هنگام فرآیند کک‌سازی، اکسید آهن احیاء می‌شود ولی در هنگام سرد کردن کک، عملیات اکسیداسیون تا حدی انجام می‌شود. آزمایش‌های انجام شده بر روی فروکک نشان داده که تقریباً همان خواص کک متالورژی را داراست. در بسیاری از کشورها از جمله آمریکا، آلمان و استرالیا تحقیقات زیادی در رابطه با تهیه فروکک در مقیاس نیمه‌صنعتی و صنعتی انجام شده است. در آمریکا از سالهای ۱۹۵۰ تولید و مصرف فروکک در چندین کارخانه اجرا شده است [۱۶].

در کارخانه اورت<sup>۱</sup> در شرکت گاز و سوخت شرقی<sup>۲</sup>، شارژ کوره بلند برای مدتی با ۵۰ درصد کک متالورژی انجام شد و نتایج نشان داد که کار کوره بلند و باطری کک‌سازی رضایت‌بخش بوده است [۱۶].

### ۳-۱۴) آگلومره مرکب<sup>۳</sup>

چنانچه مقدار مناسب از سنگ آهن، ذغال (کربن) و مواد گداز آور مخلوط و آگلومره شوند، محصول تولیدی را می‌توان به عنوان یک ماده اولیه برای شارژ در کوره‌های تولید آهن بکار برد. تولید آزمایشی این محصول در استرالیا با مخلوط کردن ۴۵

1- Everett Plant

2- Eastern gas and fuel

3- Composite Agglomerates

درصد پودر سنگ آهن، ۱۵ درصد آهک و ۴۰ درصد ذغال انجام شد [۱۶]. در این آزمایش مخلوط بالا را بصورت گندله درآورده سپس تحت عملیات ذوب و استخراج قرار دادند. بطور کلی استفاده از مواد اولیه نیمه-احیاء شده در کوره‌های الکتریکی تولید چدن اساس روش D-LM در ذوب آهن است. در این روش ابتدا مخلوط مناسبی از پودر سنگ آهن، آهک و ذغال را بصورت گندله درمی آورند و گندله تولید شده را به روش بستر متحرک می‌پزند. هنگام فرآیند پخت، ۵۰ تا ۷۰ درصد اکسیژن بار حذف می‌شود اما کربن به اندازه کافی برای احیاء بقیه اکسیدها باقی می‌ماند. گندله‌ها بصورت گرم به کوره الکتریکی تولید چدن شارژ می‌شوند و در آنجا هنگام احیاء کامل بار، سرباره و مذاب تشکیل می‌شود. این روش در مرحله آزمایشی می‌باشد و در آمریکا یک کارخانه با روش D-LM برای تولید آهن ساخته شده است. در اروپا و هند نیز از کوره‌های تنوره‌ای کوتاه (شبه کوره بلند) برای ذوب و احیاء خسته‌های ساخته شده به روش بالا استفاده شده است ولی فرآیند رضایت‌بخش نبوده است [۱۶].

### ۳-۱۵) جمع‌بندی نهایی فرآیندهای آگلومراسیون

از میان تمامی روشهای آگلومراسیون که در این فصل بیان شد، تنها کلوخه‌سازی به روش دوايت لويد و گندله‌سازی اهمیت صنعتی دارند. دلایل زیر را می‌توان برای عدم موفقیت دیگر روشها بیان نمود:

- الف) مصرف سوخت زیاد بعلت مفید نبودن رژیم حرارتی
- ب) عدم تناسب از نظر مکانیکی و هزینه بالا برای نگهداری تأسیسات
- ج) مشکلات متعدد اجرایی
- د) کیفیت بد ماده تولیدی

خسته‌سازی مشکلات مختلف مکانیکی به همراه دارد و تنها خسته‌های نسبتاً بزرگ دارای استحکام کافی هستند اما بدلیل اندازه بزرگی که دارند، قابل استفاده در کوره بلند نمی‌باشند. پختن خسته اگرچه مقاومت آنرا زیاد می‌کند، اما هزینه اضافی قابل جبران نیست. محصول روش اکستروژن در خلأ استحکام کافی ندارد مگر اینکه پخته شود که این مسئله هزینه نهایی را افزایش می‌دهد. روش کروی کردن، مشکلات اجرایی زیادی به همراه دارد و تولیدات آن احیاءپذیری بسیار کمی دارند و مناسب کوره بلند نمی‌باشند.

کلوخه‌سازی غیرمداوم به روش گرینوالت برای ظرفیت‌های کم مناسب است ولی برای ظرفیت‌های بالا هزینه تأسیسات زیاد می‌شود. هم‌اکنون، کلوخه‌سازی به روش مداوم و گندله‌سازی بهترین روشهای آگلومراسیون می‌باشند. کلوخه‌سازی بخصوص از جهت اینکه امکان افزودن مواد گدازآور به آن هست و نیز می‌توان از غبار کوره بلند، پوسته‌های اکسیدی نورد و دیگر مواد آهن‌دار استفاده کرد مورد توجه می‌باشد. همچنین به علت استفاده از نرمة کک که سوختی در دسترس بوده و نسبتاً ارزان است، این روش از نظر مصرف انرژی نیز مقرون به صرفه است. در عین حال کلوخه‌سازی برای آگلومره کردن پودر و کنسانتره‌های بسیار ریز سنگ آهن مناسب نیست و تنها روش اقتصادی برای مصرف مواد بسیار ریز، گندله‌سازی می‌باشد. آگلومره مرکب مورد استفاده زیادی پیدا نکرده و فقط در چند مورد در روش D-LM از آن استفاده شده است. فروکک نیز به علت مشکلاتی که در کوره کک‌سازی در رابطه با آن گزارش شده، مورد استقبال قرار نگرفته است. از آگلومره‌های اکسید آهن حاوی کربن (زغال) (CCIOA)<sup>۱</sup> در برخی از کشورها استفاده شده است [۶۲].

خلاصه‌ای از خصوصیات مناسب که یک کلوخه یا گندله مورد مصرف در کوره بلند بایستی داشته باشد، در جدولهای (۳-۲۸) و (۳-۲۹) آمده است. جدول (۳-۳۰) شرایط آزمایش براساس استانداردهای ISO ۴۶۹۶ و RDI را نشان می‌دهد.

جدول ۳-۲۸: خصوصیات فیزیکی و ترکیب شیمیایی کلوخه مناسب مورد مصرف برای کوره بلند [۳]

| خواص فیزیکی                             |                   |
|---|-------------------|
| استحکام بر مبنای ISO (ISO ۳۲۷۱)         |                   |
| > ۶/۳ mm                                | ۷۰-۸۰ درصد        |
| ساختار دانه ها                          |                   |
| < ۶ mm یا < ۵                           | بیشینه ۵ درصد     |
| < ۱۰ mm                                 | بیشینه ۳۰ درصد    |
| > ۵۰ mm                                 | بیشینه ۱۰ درصد    |
| خواص متالورژیکی                         |                   |
| فروپاشی در تست استاتیک بر اساس شاخص RDI |                   |
| < ۲/۸ mm                                | بیشینه ۲۰-۳۰ درصد |
| < ۳/۱۵ mm                               | بیشینه ۳۵ درصد    |
| بر اساس استاندارد ISO ۴۶۹۶              |                   |
| < ۳/۱۵ mm                               | بیشینه ۳۰-۳۳ درصد |
| کمینه ۱/۶-۱/۴ درصد احیاپذیری (ISO ۴۶۹۵) |                   |

| ترکیب شیمیایی             |  |
|---------------------------|--|
| اکسید آهن FeO             | ۵-۶ درصد                               |
| منگنز                     | تقریباً ۰/۲ درصد (و تا حد امکان کمتر)  |
| فسفر                      | تقریباً ۰/۰۴ درصد (و تا حد امکان کمتر) |
| سیلیس                     | ۵-۵/۵ درصد                             |
| آلومینا                   | ۱-۱/۳ درصد                             |
| اکسید تیتانیم             | تا حد امکان کم باشد                    |
| اکسید سدیم و پتاسیم       | کمتر از ۰/۰۸ درصد و تا حد امکان کمتر   |
| اکسید کلسیم               | ۸-۱۰ درصد                              |
| اکسید منیزیم              | ۱/۴-۲ درصد                             |
| نسبت اکسید کلسیم به سیلیس | بیشتر از ۱/۸                           |

جدول ۲۹-۳: خصوصیات فیزیکی و متالورژیکی گندله مناسب برای مصرف در کوره بلند [۳]

| خواص متالورژیکی  | خواص فیزیکی  |
|--|--|
| <b>فروپاشی در دمای کم (تست دینامیکی)</b><br><b>(بر اساس استاندارد SEP1771/82)</b><br>کمینه ۸۰ درصد $> 6/3$ mm<br>بیشینه ۱۵ درصد $< 0/5$ mm | <b>ساختار دانه‌ها</b><br>بیشینه ۵ درصد $> 16$ mm<br>کمینه ۸۵ درصد ۸-۱۶ mm<br>بیشینه ۵ درصد $< 6/3$ mm  |
| <b>خصوصیات احیاء تحت نیرو (ISO7992)</b><br>بیشینه ۱۵ mm WG ۸۰ درصد درجه احیاء  | <b>استحکام فشاری سرد گندله ۱۰ (12/5 mm)</b><br><b>استاندارد ISO4700</b><br>کمینه ۲۵۰۰ نیوتن متوسط<br>بیشینه ۱۰ درصد نیوتن $< 2000$<br>بیشینه ۵ درصد نیوتن $< 1500$ |
| کمینه ۰/۸ درصد در دقیقه احیاء پذیری R۴۰ (ISO۴۶۹۵)<br>تورم ISO DP۴۶۹۸ بیشینه ۲۰ درصد  | <b>استحکام تامبلر (چرخشی) (ISO۳۲۲۱)</b><br>کمینه ۹۵ درصد $> 6/3$ mm<br>بیشینه ۵ درصد $< 0/5$ mm  |

جدول ۳۰-۳: شرایط آزمایشها بر اساس شاخص RDI و استاندارد ISO۴۶۹۶ [۳]

| RDI   | ISO۴۶۹۶   | نمونه                  |
|---|---|------------------------|
| ۱۶-۲۰ میلیمتر   | ۱۰-۱۲/۵ میلیمتر   | ۵۰۰ گرم                |
| ۵۰۰ درجه سانتیگراد  | ۵۰۰ درجه سانتیگراد  | دما                    |
| ۳۰ درصد منوکسید کربن، ۷۰ درصد نیتروژن   | ۲۰ درصد منوکسید کربن، ۲۰ درصد دی‌اکسید کربن، ۲ درصد هیدروژن و ۵۸ درصد نیتروژن                   | گاز احیاء کننده        |
| ۳۰ دقیقه  | ۶۰ دقیقه  | زمان احیاء             |
| قطر راکتور عمودی ۷۵ میلیمتر   | قطر راکتور عمودی ۷۵ میلیمتر   | نوع دستگاه             |
| چرخش ۹۰۰ دور<br>استوانه‌ای به طول ۲۰۰ میلیمتر، قطر ۱۳۰ میلیمتر، دو فیلتر                        | چرخش ۳۰۰ دور<br>استوانه‌ای به طول ۲۰۰ میلیمتر، قطر ۱۳۰ میلیمتر، دو فیلتر                        | روش انجام آزمایش       |
| درصد وزنی بیش از ۶/۳ میلیمتر<br>درصد وزنی کمتر از ۰/۵ میلیمتر<br>درصد وزنی کمتر از ۳/۱۵ میلیمتر | درصد وزنی کمتر از ۳/۱۵ میلیمتر<br>درصد وزنی بیش از ۶/۳ میلیمتر<br>درصد وزنی کمتر از ۰/۵ میلیمتر | روش ارزیابی نتایج حاصل |

## فصل ۴

### تکنولوژی کوره بلند

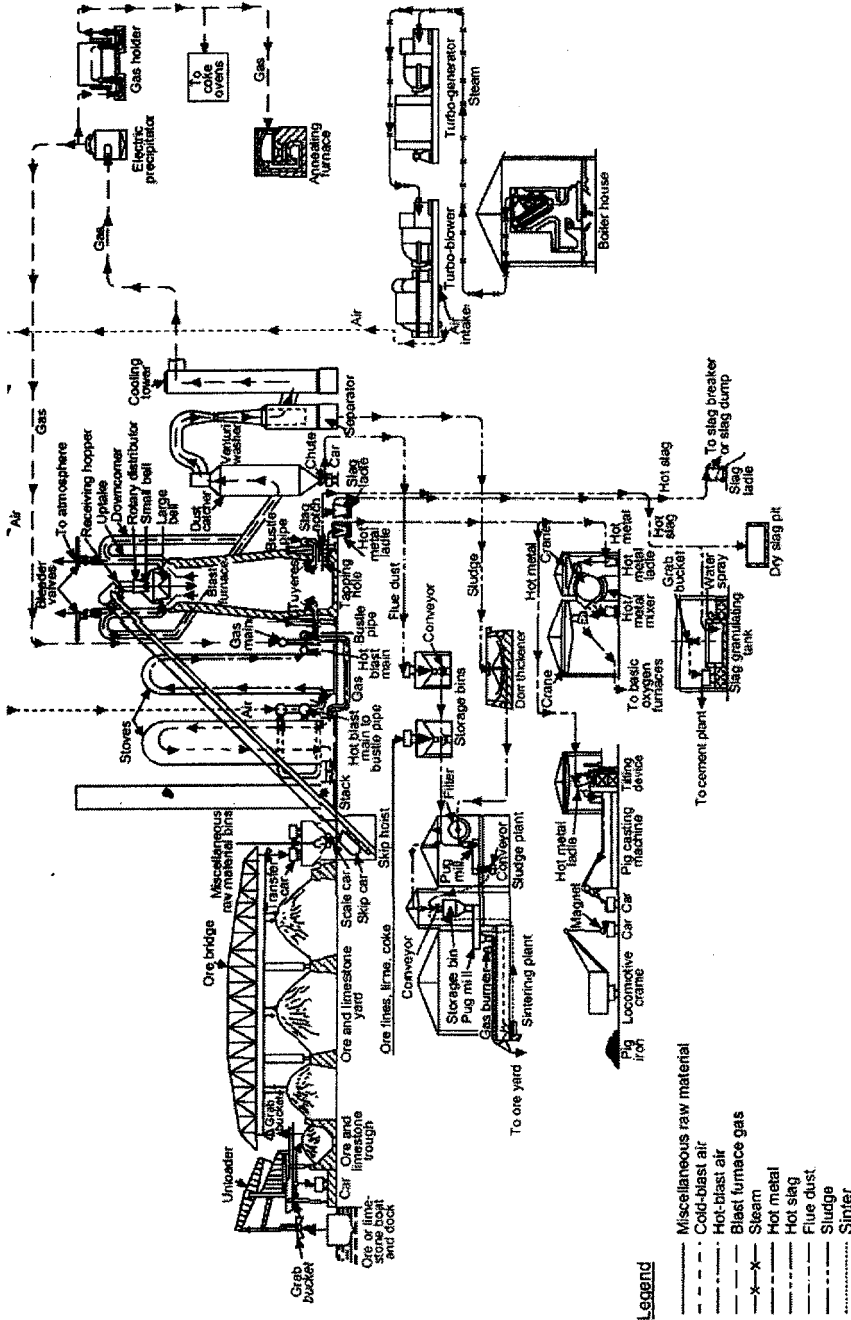
#### ۴-۱) تأسیسات و تجهیزات کوره بلند

از بدو تولید صنعتی آهن و چدن، بیش از ۶۰۰ سال، کوره بلند بعنوان روش اصلی تولید آهن خام مطرح بوده است. اگرچه پیشرفتهای چشمگیری در جهات مختلف، بخصوص کاهش مصرف کک، افزایش بازدهی و طراحی کوره بلندهایی با ظرفیتهای بالاتر صورت گرفته است، ولی اصول کار کوره بلند به همان صورت اولیه دست نخورده باقی مانده است. در این روش، مواد آهن دارمانند کانه آهن همراه با کک و مواد گدازآور (بصورت کلوخه یا گندله) از بالای کوره شارژ شده و هوای پیشگرم شده از پایین کوره دمیده می‌شود. در اثر سوختن کک در پایین کوره حرارت کافی و اتمسفر مناسب برای احیاء کانه‌های آهن و ذوب شدن آهن و سرباره ایجاد می‌شود. در سالهای گذشته کوشش‌های زیادی برای جایگزین کردن روش دیگری به جای کوره بلند و یا روشی که بتواند با آن رقابت کند، صورت گرفته است که منجر به ابداع و توسعه روشهای احیاء مستقیم و تولید آهن اسفنجی شده است اما هنوز هم کوره بلند مؤثرترین و اقتصادی‌ترین روش برای تولید آهن در ظرفیتهای زیاد است و فقط در موارد خاص ممکن است از روشهای دیگر استفاده شود. رژیم حرارتی نسبتاً مؤثر کوره بلند، بعلت جریان مخالف

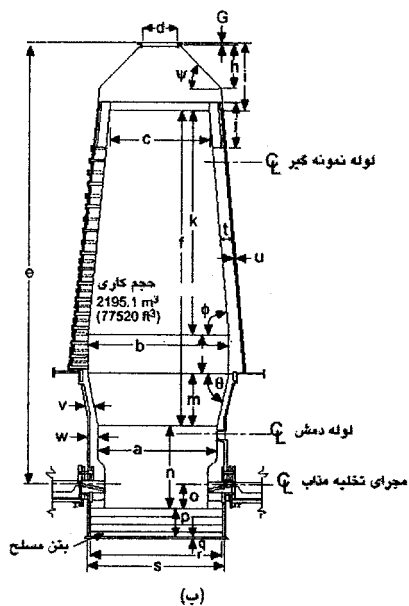
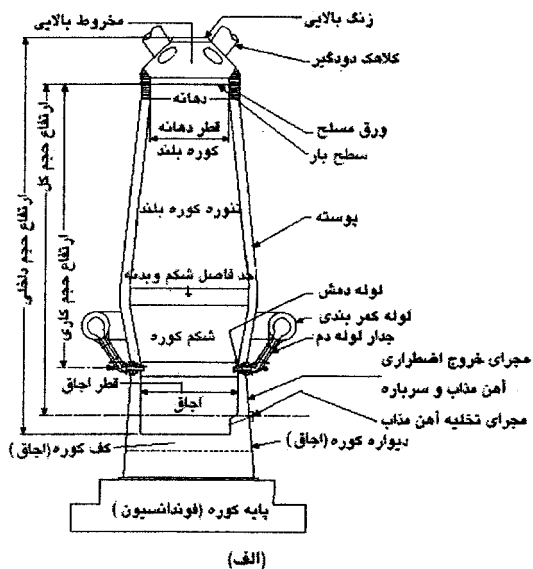
گازها و مواد جامد در داخل کوره است. گازهای هیدروژن، منواکسید کربن، دی‌اکسید کربن و نیتروژن که منطقه احتراق کوره را با دمای بالا ترک می‌کنند، هنگام بالا رفتن در طول کوره، انرژی حرارتی و شیمیایی خود را با بار کوره که به تدریج پایین می‌آید، مبادله می‌کنند. اکسیدهای آهن با پتانسیل اکسیژن بالا (مانند هماتیت) در بالای کوره بلند و در جایی که دما کم‌تر است، احیاء می‌شود و احیاء اکسیدهایی مانند وستیت و سایر مواد (مانند احیاء سیلیس) و گوگردزدایی در نواحی پایین کوره بلند، در جایی که دما بالا است و گازها بیشترین خاصیت احیاکنندگی را دارند، انجام می‌شود. در این بخش ابتدا ساختمان و اجزای کوره بلند تشریح می‌شود سپس، در بخش پنجم فرآیند ذوب، احیاء و واکنشهای شیمیایی انجام شده در کوره بلند بطور مفصل بررسی خواهد شد.

از آنجایی که اصول کار کوره بلند در طول سالهای گذشته تفاوت زیادی نکرده است، طراحی ساختمان و تجهیزات آن از یک اصول اولیه پیروی می‌کند. کوره بلند هنوز هم از یک تنوره با ارتفاع زیاد و بوته‌ای در پایین برای نگهداری مذاب تشکیل شده است که از بالای آن کانه آهن و کک و مواد دیگر شارژ می‌شود و از پایین هوا دمیده می‌شود و سرباره و فلز مذاب هر کدام از مجرای خود در پایین کوره (بوته) هر چند مدت یکبار تخلیه می‌شود. شکل‌های (۱-۴) و (۲-۴) به ترتیب قسمت‌های مختلف یک کارگاه کوره بلند و نامگذاری نواحی مختلف یک کوره بلند را نشان می‌دهند.

قسمت‌های اصلی کوره بلند طبق شکل (۲-۴) عبارتند از پی‌ها و ستون‌ها و تجهیزات نگهدارنده کوره، بوته، شکم، بدنه یا تنوره و دهانه کوره بلند. خصوصیات اولیه‌ای که برای طراحی قسمت‌های مختلف کوره در نظر گرفته می‌شود عبارتند از: ظرفیت کوره، مقدار مصرف پیش‌بینی شده کک به ازاء یک تن آهن خام تولیدی، فشار هوای دم و فشار بالای کوره. طراحان مختلف ممکن است عقاید متفاوت نسبت به ابعاد قسمت‌های مختلف کوره داشته باشند زیرا در گذشته طراحی کوره تماماً بر تجربه متکی بوده است. امروزه نیز وقتی یک کوره جدید را می‌خواهند طراحی کنند، طرح کوره‌های قبلی را در نظر گرفته و اصلاحاتی در آن ایجاد می‌کنند و تغییرات لازم را برای تأمین نیازها و عوامل جدید در آن بوجود می‌آورند.

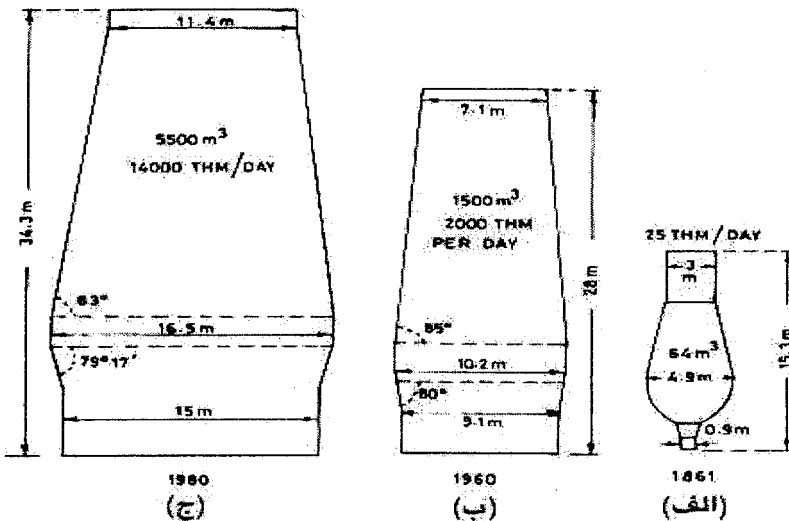


شکل ۴-۱: نمونه‌ای از یک کارگاه کوره بلند و واحدهای مرتبط [۳]



شکل ۴-۲: الف - نمایی از قسمتهای مختلف کوره بلند ب - نامگذاری قسمت‌های مختلف و تجهیزات اصلی کوره بلند که ابعاد آنها در جدول (۴-۱) آمده است [۳]

با مشاهده سیر تحول طراحی کوره بلند از سال ۱۸۶۱ تا سال ۱۹۸۰ در شکل (۴-۳)، مشخص می‌شود که با افزایش ظرفیت کوره تناسب بین ابعاد آن حفظ نشده است. مثلاً به تدریج شیب تنوره کم شده است و یا ابعاد بوته متناسب با ظرفیت کوره افزایش نیافته است. علت این تغییرات استفاده از کانه تغلیظ شده و کلوخه و بطور کلی بار آماده شده و مرغوب است. اگرچه تا دهه ۱۹۸۰ روند تحول کوره بلند، بخصوص در کشورهای شوروی سابق و آمریکا به سمت کوره‌های بزرگتر و با ظرفیت بیشتر بوده است، ولی از سال ۱۹۹۰ توجه به ساخت کوره بلند با ظرفیت کم، بیشتر شده است. یکی از دلایل این موضوع، نیاز کوره بلندهای بزرگ به کک بسیار مرغوب است که چندان در دسترس نمی‌باشد و بسیار گران‌قیمت است. اخیراً ساخت کوره بلندهای بسیار کوچک در کشور چین متداول شده و در ایران نیز طرح ساخت دو کوره بلند کوچک در دست اجرا می‌باشد. جدول (۴-۱) نمونه‌ای از ابعاد قسمت‌های مختلف یک کوره بلند در آمریکا را نشان می‌دهد. جدول (۴-۲) نیز نمونه‌ای از میزان مواد مصرفی را در یک کارگاه، با دو کوره بلند که روزانه ۴۲۰۰ تن مذاب تولید می‌کند، نشان می‌دهد.



شکل ۴-۳: روند توسعه کوره بلند در طول سالهای ۱۸۶۱ تا ۱۹۸۰ [۷]

جدول ۴-۱: ابعاد مناطق و مشخصات کاری یک نمونه کوره بلند در آمریکا [۳]

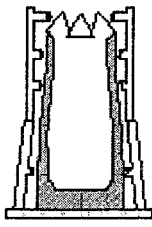
| علامت مشخصه<br>(شکل ۴-۲ - ب) | ابعاد  | مناطق و مشخصات کوره بلند                           |
|------------------------------|--|--|
| -                            | ۲۱۹۵/۱ متر مکعب                                  | حجم کاری   |
| -                            | ۳۴۱/۶ متر مکعب                                   | حجم زیر لوله های دم                                |
| -                            | ۲۵۳۶/۷ متر مکعب                                  | حجم کل   |
| -                            | ۷۴/۷ متر مربع                                    | مساحت بوته   |
| a                            | ۹۷۵۴ میلیمتر                                     | قطر بوته   |
| b                            | ۱۱۷۳۵ میلیمتر                                    | قطر مقطع   |
| c                            | ۸۳۰۶ میلیمتر                                     | قطر خط بار   |
| d                            | ۳۱۳۵ میلیمتر                                     | قطر گلوگاه   |
| e                            | ۳۵۱۸۱ میلیمتر                                    | ارتفاع کلی (خط مرکزی از محل خروج آهن تا رینگ بالا) |
| f                            | ۲۵۹۰۸ میلیمتر                                    | ارتفاع کاری (خط مرکزی از لوله های دم تا خط بار)    |
| g                            | ۲۰۳ میلیمتر                                      | ضخامت رینگ بالایی                                  |
| h                            | ۳۳۹۶ میلیمتر                                     | ارتفاع مخروط بالایی                                |
| i                            | ۴۸۰۱ میلیمتر                                     | فاصله رینگ بالایی تا خط بار                        |
| j                            | ۳۸۱۰ میلیمتر                                     | ارتفاع آجر محافظ                                   |
| k                            | ۱۷۹۸۳ میلیمتر                                    | ارتفاع تنوره                                       |
| m                            | ۴۲۶۷ میلیمتر                                     | ارتفاع شکم   |
| n                            | ۶۴۰۱ میلیمتر                                     | ارتفاع بوته مذاب                                   |
| o                            | ۱۲۱۹ میلیمتر                                     | فاصله خط مرکز خروج آهن تا کف بوته                  |
| p                            | ۲۷۴۳ میلیمتر                                     | عمق بلوک کف  |
| q                            | ۲۲۹ میلیمتر                                      | ضخامت  |
| r                            | ۱۰۹۷۳ میلیمتر                                    | قطر بلوک کف  |
| s                            | ۱۱۱۲۵ میلیمتر                                    | قطر داخلی پوسته فولادی                             |
| t                            | ۹۱۴ میلیمتر                                      | آستر آجر تنوره                                     |
| u                            | ۷۶ میلیمتر                                       | مواد عایق  |
| v                            | ۴۵۷ میلیمتر                                      | آستر شکم   |
| w                            | ۶۸۶ میلیمتر                                      | دیواره بوته  |
| $\theta$                     | ۱/۳۴۴۹ رادیان (۷۶ درجه) ،<br>۵۵ دقیقه ، ۵۱ ثانیه | زاویه شکم  |
| $\phi$                       | ۱/۴۷۶۰ رادیان (۸۴ درجه) ،<br>۳۴ دقیقه ، ۱۲ ثانیه | زاویه تنوره  |
| $\psi$                       | ۰/۷۸۵۰ رادیان (۴۵ درجه)                          | زاویه مخروط بالایی                                 |

#### ۴-۱-۱) پی‌ها و ستونهای نگهدارنده کوره بلند

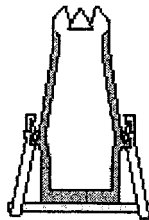
وزن یک کوره بلند بیش از ده هزار تن است و در هنگام تولید ممکن است بیش از پنج هزار تن به وزن آن افزوده شود. بنابراین پی‌های کوره بلند بایستی بتواند این وزن را تحمل کند. در زیر تیر آهن‌های نگهدارنده، بستری از شن مسلح به ضخامت تقریبی ۲/۷ تا ۴ متر (۱۳-۹ فوت) قرار داده می‌شود [۶،۳]. در بیشتر کوره بلندهای جدید، بوته کوره مستقیماً بر روی پی قرار داده می‌شود و پوسته شکم، شکم کوره را نگه می‌دارد. تنوره کوره توسط تیر حمال<sup>۱</sup> حفظ می‌شود که این تیر مستقلاً توسط ستونهایی (حدود ۸ تا ۱۰ عدد) که بر روی پی کوره قرار دارد، نگهداری می‌شوند. شکل (۴-۴-الف) ستون نگهدارنده کوره بلند را نشان می‌دهد. در اواسط دهه ۷۰ میلادی طراحی جدیدی در ساخت کوره بلند در آمریکا انجام شد. نمایی از این طراحی در شکل (۴-۴-ب) آمده است. در این حالت بوته و شکم کوره توسط پی نگهداری می‌شود، در حالیکه، تیر حمال که نگهدارنده تنوره است، توسط اعضای تنشی جعبه‌های سنگین حفظ می‌شود. این جعبه‌ها با چهار جایگاه فولادی که با بتن پر شده است، توسط پی کوره نگهداری می‌شود. یک طراحی دیگر، ایستایی آزاد است که در شکل (۴-۴-ج) نشان داده شده است. در این حالت بوته کوره بر روی پی قرار دارد و پوسته بوته توسط پوسته شکم کوره محافظت می‌شود پوسته فولادی تنوره هم توسط پوسته شکم نگهداری می‌شود. یک سازه فولادی مربع شکل در اطراف کوره بلند ساخته شده که مقداری از وزن تنوره و قسمتهای بالای کوره بلند را تحمل می‌کند [۳].

جدول ۴-۲: نمونه‌ای از میزان مواد مصرفی یک کارگاه با دو کوره بلند که روزانه ۴۲۰۰ تن مذاب تولید می‌کند [۶]

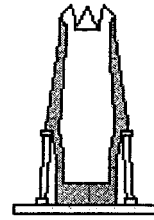
| ماده مورد استفاده                       | میزان مصرف در روز    | میزان مصرف در روز    |
|---|----------------------|----------------------|
| آب در گردش                              | ۶۰۶۱۵ متر مکعب       | ۱۶۰۱۲۸۰۰ گالن        |
| آب جبران شونده                          | ۹۳۱/۲ متر مکعب       | ۲۵۹۲۰۰ گالن          |
| آب سایر سرویسه‌ها                       | ۱۲۵۹۱/۸ متر مکعب     | ۳۳۲۶۴۰۰ گالن         |
| آب مصرفی در بویلرها، خنک‌کننده‌ها و ... | ۱۱۳۳۸۰/۶ متر مکعب    | ۲۹۹۵۲۰۰۰ گالن        |
| آب در حرکت                              | ۲۷۲/۵ متر مکعب       | ۷۲۰۰۰ گالن           |
| گاز کوره کک‌سازی                        | ۲۸۵۴۳ متر مکعب       | ۱۰۰۸۰۰۰ فوت مکعب     |
| گاز طبیعی برای ایجاد حرارت              | ۴۸۷۰ متر مکعب        | ۱۷۲۰۰۰ فوت مکعب      |
| گاز طبیعی برای سوخت بویلرها             | ۵۷۹۰۲۳ متر مکعب      | ۲۰۴۴۸۰۰۰ فوت مکعب    |
| روغن سوختی                              | ۶۵۴ متر مکعب         | ۱۷۲۸۰۰ گالن          |
| گاز کوره بلند                           | ۱۲۶۴۰۶۴۱/۸۴ متر مکعب | ۴۴۶۴۰۰۰۰ فوت مکعب    |
| هوای فشرده                              | ۳۲۶۲۱ متر مکعب       | ۱۱۵۲۰۰۰ فوت مکعب     |
| بخار آب                                 | ۴۳۵۴۴۸۷ کیلوگرم      | ۹۶۰۰۰۰۰ پائند        |
| برق AC                                  | ۱۵۱۲۰۰ کیلو وات ساعت | ۱۵۱۲۰۰ کیلو وات ساعت |
| برق DC                                  | ۴۲۰۰۰ کیلو وات ساعت  | ۴۲۰۰۰ کیلو وات ساعت  |



(ج)



(ب)



(الف)

شکل ۴-۴: طرح‌های مختلف ساختمان پی و نگهدارنده کوره بلند. (الف) ستون نگهدارنده کوره بلند (ب) طراحی چهار جایگاه فولادی (ج) حالت ایستایی آزاد [۳]

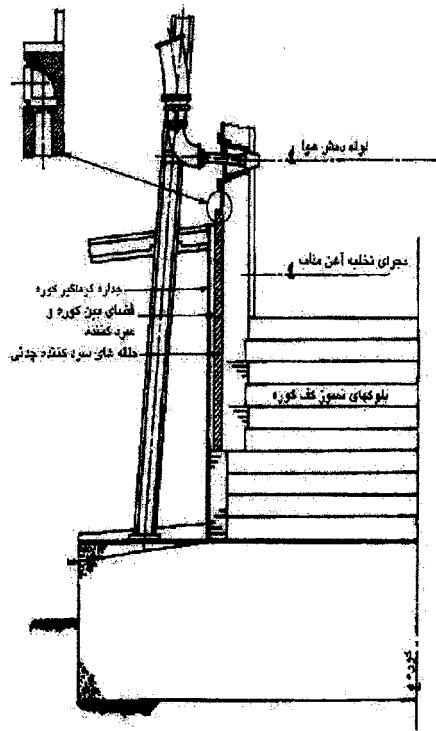
## ۴-۱-۲) بوته کوره بلند

بوته قسمت استوانه‌ای کوره بلند است که در آن چدن مذاب و سرباره نگهداری می‌شود. بدلیل اختلاف چگالی سرباره و چدن مذاب، سرباره در بالا و چدن مذاب در پایین بوته قرار می‌گیرد. در بوته مجراهایی برای خروج چدن و سرباره و ورود هوا ایجاد شده است. لوله‌های دم<sup>۱</sup> در قسمت بالای بوته و زیر شکم قرار دارند. در گذشته ارتفاع بوته را به طور نسبی بلندتر انتخاب کرده و لوله‌های دم را تا حدودی بالاتر از بوته قرار می‌دادند. به عبارت دیگر قسمت استوانه‌ای از سطح لوله‌های دم بالاتر ساخته می‌شد. این امر باعث می‌شد که حرارت در قسمت مشخصی از بوته متمرکز شود و احیاء سیلیس و ذوب سرباره‌هایی با ویسکوزیته بالاتر، آسان‌تر گردد. امروزه با دمیدن هوای گرم، نیازی به این کار نیست و لوله‌های دم در بالاترین قسمت بوته قرار داده می‌شوند.

مقطع بوته تابعی از میزان مصرف کک (ظرفیت تولید) و میزان تماس سرباره و چدن می‌باشد. قطر بوته بوسیله عامل اول (میزان مصرف کک) و ارتفاع آن بوسیله عامل دوم کنترل می‌شود. در یک بوته با قطر مشخص، نمی‌توان با ازدیاد فشار و مقدار هوای دم، مقدار مصرف کک را در ناحیه احتراق افزایش داد (تولید را افزایش داد). زیرا این کار باعث افزایش ارتفاع ناحیه احتراق شده و عملکرد منظم کوره را مختل خواهد کرد. بنابراین برای افزایش تولید، باید قطر بوته را زیاد کرد. افزایش بیش از حد قطر بوته باعث افزایش ناحیه غیرفعال یا مرده در مرکز کوره می‌شود. پس نمی‌توان قطر بوته را از بیش از حد معینی افزایش داد (بستگی به فشار هوای دم دارد). به طور کلی انتخاب قطر بوته تجربی است. تجربه نشان داده است که بسته به شرایط کار، مصرف کک در هر متر مربع سطح بوته می‌تواند از ۷۰۰ تا ۱۱۰۰ کیلوگرم در ساعت تغییر کند. بعبارت دیگر چنانچه مصرف کک را ۵۰۰ کیلوگرم برای یک تن چدن فرض کرده، به ازای هر متر مربع سطح بوته، تولیدی معادل ۱/۴ تا ۲/۲ تن در ساعت بدست می‌آید.

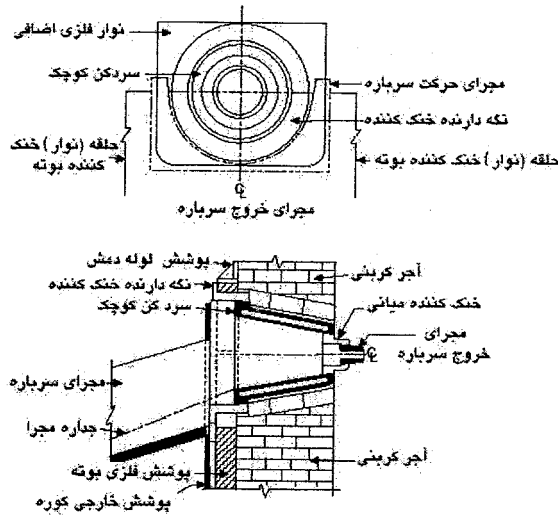
هرچه ارتفاع بوته بیشتر باشد، گنجایش بیشتری برای مذاب خواهد داشت همچنین مذاب مدت بیشتری با سرباره در تماس است. از طرفی افزایش ارتفاع بوته سطح تماس مذاب و سرباره را زیاد نمی‌کند و تصفیه مذاب که مبتنی بر نفوذ است، کاهش می‌یابد. ارتفاع بوته ممکن است بین ۲/۵ تا ۳ متر باشد.

شکل (۴-۵) جزئیات کف بوته کوره بلند را نشان می‌دهد. در زیر بوته چندین لایه بلوک نسوز، معمولاً به ضخامت ۳ تا ۵ متر (۱۰ تا ۱۵ فوت) قرار داده شده است. دیواره‌های بوته نیز از نسوزهای با کیفیت بالا (معمولاً از آجرهای کربنی)، به ضخامت ۶۰ تا ۹۰ سانتیمتر (۲ تا ۳ فوت) ساخته می‌شود. کل بوته بوسیله یک پوشش فولادی به ضخامت ۲۵ تا ۴۰ میلیمتر محافظت می‌شود. بین این پوشش فولادی و نسوز، مدار یا حلقه‌های سردکننده از جنس چدن قرار دارد که توسط جریان آب مناطق اطراف بوته را خنک می‌کنند. این مدارهای خنک‌کننده طبق شکل (۴-۵)، از زیر لوله‌های دم آغاز شده و تا ۳ متر (۱۰ فوت) پایین‌تر از کف کوره ادامه دارد [۳، ۶].



شکل ۴-۵: مقطعی از ساختمان کف بوته کوره بلند [۶]





شکل ۴-۷: نمایی از مقطع مجرای خروجی سرباره [۳]

در بالاترین قسمت بوته در حد فاصل بین بوته و شکم کوره بلند، افشانک لوله‌های دم ایجاد شده است. هوای گرم که از پیشگرم‌کن‌ها خارج می‌شود، توسط لوله‌های فولادی که در داخل به پوشش نسوز مجهزند، به محل لوله‌های دم هدایت می‌شود سپس وارد لوله‌ای به نام کمر بند هوا، که مقطع آن به شکل نعل اسب است، می‌شود. سیستمی که در این مرحله هوا را بداخل کوره می‌فرستد، در شکل (۴-۸-الف) نشان داده شده است. این قسمت که طبق شکل از اجزاء مختلف تشکیل شده، لوله دم نامیده می‌شود و تعداد آنها در یک کوره برحسب قطر بوته، ممکن است ۸ تا ۲۰ عدد باشد. سر لوله‌های دم (افشانک) از چندین سیستم خنک کننده تشکیل شده که از جنس مس است. نوک لوله‌های دم مقداری به داخل بوته فرو رفته تا از چسبندگی و خسارت به دیواره کوره بلند جلوگیری شود. گاهی تعدادی لوله‌های دم کمکی در کوره بلند ساخته می‌شود. هدف از وجود این لوله‌های کمکی این است که چنانچه چسبندگی بار ایجاد شود، با بکار انداختن آنها بتوان حرارت بیشتری به کوره وارد کرد تا از چسبندگی جلوگیری شود.

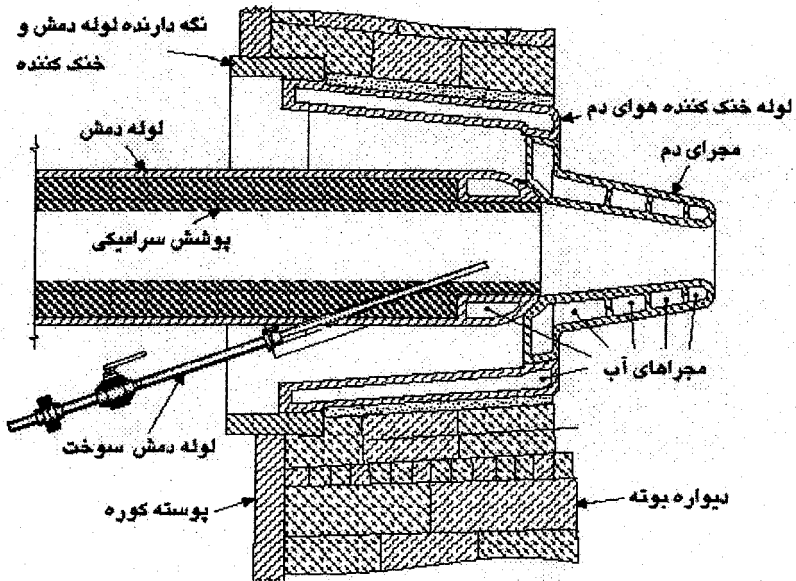
۴-۱-۳) شکم کوره بلند<sup>۱</sup>

در صد سال گذشته، زاویه شکم کوره بلند کم بود در نتیجه وزن مواد درون کوره بلند، توسط شکم تحمل می‌شد. کوره بلندهای قدیمی، شیب کافی برای انتقال سرباره و مذاب به بوته را داشتند. در کوره‌های جدید زاویه شکم به حدود ۸۰ درجه افزایش یافته است. زاویه ایده‌آل برای شکم کوره بلندی که در روز ۱۲۰۰۰ تن چدن خام تولید می‌کند، حدود ۷۶ درجه است [۶،۳]. شکم کوره به شکل مخروط ناقص ساخته می‌شود که قاعده بزرگ آن به بدنه یا تنوره متصل است و قاعده کوچک به بوته وصل می‌شود. علت انتخاب این حالت عبارتست از [۶،۳]:

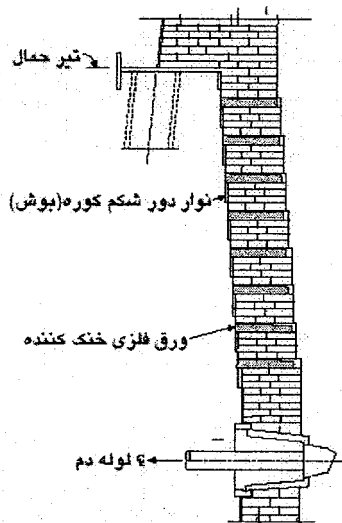
۱- هنگامیکه بار از بالای شکم بطرف پایین می‌آید، به تدریج خمیری شده و حجم آن کاهش می‌یابد برای اینکه تماس گاز با مواد به خوبی صورت گیرد سطح مقطع شکم از بالا به پایین به تدریج کم می‌شود.

۲- حجم گازها از سطح لوله‌های دم بطرف بالای شکم زیاد می‌شود بنابراین برای داشتن سرعت ثابت، قطر شکم به طرف بالا زیاد می‌شود.

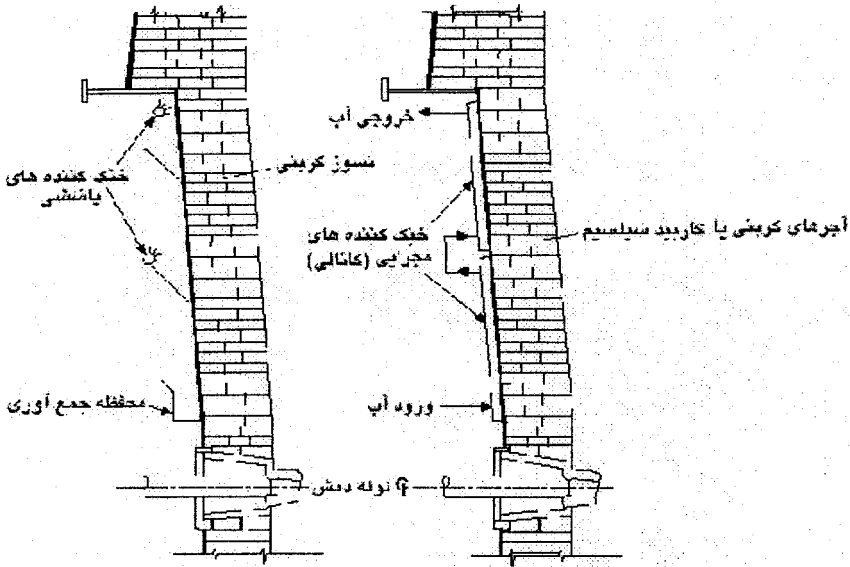
دیوارهای شکم ممکن است از آجرهای سرامیکی یا آجرهای کربنی ساخته شود. در حالت اول، برای سرد کردن نسوز از صفحات مسی که در داخل نسوز جاسازی و با آب سرد می‌گردد، استفاده می‌شود. شکل (۴-۸-ب و ج) انواع خنک‌کننده‌های استفاده شده در ناحیه شکم را نشان می‌دهد. وقتی از آجرهای کربنی استفاده شود به علت هدایت حرارتی خوب این آجرها می‌توان با پاشیدن آب به قسمتهای خارجی پوشش فولادی، آنها را خنک کرد.



شکل ۴-۸-الف: تجهیزات دم و لوله دمش هوا [۳]



شکل ۴-۸-ب: موقعیت لوله‌های دم و صفحات خنک کننده در شکم کوره بلند [۳]



شکل ۴-۸-ج- انواع خنک کننده های استفاده شده در ناحیه شکم کوره بلند . سمت چپ - خنک کننده اسپری ، سمت راست - خنک کننده های کانالی [۳]

#### ۴-۱-۴) بدنه یا تنوره کوره بلند<sup>۱</sup>

تمام قسمت های کوره بلند که بالای شکم قرار گرفته اند، تنوره می نامند. در بیشتر کوره ها، در بالای منطقه مخروطی شکم، ناحیه ای به شکل استوانه قرار دارد که شکم استوانه ای نام دارد و در برخی از کتابها کمر بند نامیده شده است. تنوره کوره به شکل مخروط ناقص بوده و قاعده بزرگ آن بطرف پایین می باشد. علت انتخاب این شکل به دلایل زیر است [۶]:

۱- تنظیم پایین آمدن بار و کاهش اصطکاک جانبی

۲- کاهش گرد و غبار

۳- توزیع منظم گاز در تمام مقطع کوره

هنگامی که بار در کوره بلند پایین می آید، دمای آن به تدریج افزایش یافته و حجم آن زیاد می شود. برعکس گازها، هنگام بالا رفتن در طول کوره بلند سرد می شوند و حجم

آنها کاهش می‌یابد. بنابراین باید مقطع کوره به طرف بالا کوچکتر شود تا سرعت گازها ثابت بماند. چنانچه مقطع استوانه‌ای باشد، هنگام پایین آمدن بار در کوره بلند، سایش بدنه افزایش یافته همچنین بعلت چسبندگی بار، نزول آن دچار اشکال خواهد شد. همانطور که گفته شد بدنه کوره از پایین به قسمت استوانه‌ای به نام کمر بند یا شکم استوانه‌ای و از بالا نیز به قسمت استوانه‌ای به نام دهانه یا گلو منتهی می‌شود. قطر دهانه در کاهش گرد و غبار خروجی از کوره بلند تأثیر بسزایی دارد و بصورتی انتخاب می‌شود که سرعت خروج گاز زیاد نباشد و گرد و غبار کمتری را با خود حمل کند. ارتفاع بدنه نیز تابع عوامل زیر است [۶]:

#### ۱- مقاومت مکانیکی کک

##### ۲- سرعت احیاء اکسیدهای آهن یا احیاء پذیری بار کوره بلند

در گذشته، با افزایش ظرفیت کوره بلند، طول تنوره آن را نیز افزایش می‌دادند تا تبادل حرارتی گاز و جامد بیشتر شود. در این حالت دمای گازهای خروجی کوره بلند، حدود ۱۶۰ درجه سانتیگراد بود. اما در بیست سال گذشته با مصرف کلوخه، گندله و در کل بار کنترل شده و مرغوب که احیاء پذیری بالایی دارد، تماس جامد - گاز در کوره بلند بهتر شده است. بنابراین با افزایش ظرفیت کوره بلند نیازی به افزایش ارتفاع تنوره نمی‌باشد. در نتیجه ارتفاع کوره بلند متناسب با ظرفیت آن افزایش نیافته است و کوره‌های جدید ارتفاع نسبتاً کمتری دارند [۳، ۱۰]. در هر حال با مصرف بار مرغوب‌تر در کوره بلند، انتقال حرارت بهتر انجام می‌شود، سرعت احیاء بالاتر رفته، مصرف کک کمتر و بازدهی کوره افزایش می‌یابد.

دیواره‌های داخلی تنوره کوره بلند از آجر نسوز ساخته شده است. بیشتر از سه چهارم طول تنوره توسط صفحات یا جعبه‌های خنک کننده که لابه‌لای آجرهای نسوز دیواره‌های داخلی قرار دارند، خنک می‌شود. شیب تنوره را معمولاً برحسب سانتیمتر در یک متر ارتفاع (اینچ در یک فوت ارتفاع) بیان می‌کنند. شیب تنوره معمولاً حدود ۲/۵ سانتیمتر (یک اینچ) است در این حالت زاویه آن با افق حدود ۸۵ درجه می‌شود. اشکال شیب کمتر از ۲/۵ سانتیمتر (۱ اینچ) در بالا بیان شد. اگر شیب بیشتر از ۲/۵ سانتیمتر باشد، باعث شده بار در قسمت‌های پایین تنوره از دیوارها فاصله بگیرد در نتیجه گازهای کوره بلند، عمدتاً از نزدیکی دیوارها متصاعد شوند.

بدنه کوره بلند نیز بوسیله یک پوشش فولادی بنام جوشن نگهداری می‌شود. جوشن از حلقه‌های فولادی به ضخامت حدود ۲/۵ سانتیمتر تشکیل شده است که به یکدیگر جوش خورده‌اند. این حلقه‌ها در بالا و پایین تنوره ضخامت بیشتری دارند. تمامی تنوره روی یک کمربند فولادی بنام تیر حمال قرار دارد که این کمربند توسط تعدادی ستون فولادی (۸ عدد یا بیشتر) نگهداری می‌شود. تیر حمال یک حلقه فولادی است به ضخامت ۵ تا ۱۰ سانتیمتر که روی تعدادی ستون سوار است و تمامی وزن کوره بلند از قسمت شکم به بالا توسط این حلقه فولادی و ستون‌های مربوط تحمل می‌شود. چنانچه بخواهند ناحیه شکم و یا بوته را تعمیر یا تعویض نمایند، نواحی بالای کوره (تنوره) دست نخورده باقی می‌ماند.

#### ۴-۱-۴-۱) حجم مفید کوره بلند

برای حجم مفید کوره بلند تعریف‌های متفاوتی ارائه شده است که دو نمونه از آنها عبارتند از:

الف) حجمی از کوره که بین مجرای تخلیه چدن و بالاترین سطح بار قرار گرفته است.  
 ب) حجمی که بین سطح لوله‌های دم و بالاترین سطح بار قرار گرفته است.  
 حجم مفید کوره بلند را می‌توان از رابطه (۴-۱) بدست آورد [۶۳]:

$$V_u = P \times V \times t / 24 \quad (1-4)$$

در رابطه (۴-۱)،  $P$  تولید چدن در ۲۴ ساعت برحسب تن،  $V$  حجم بار لازم برای تولید یک تن چدن و  $t$  زمانی که بار از بالای کوره تا حدود لوله‌های دم می‌رسد، می‌باشند.

#### ۴-۱-۴-۲) حجم مخصوص کوره بلند

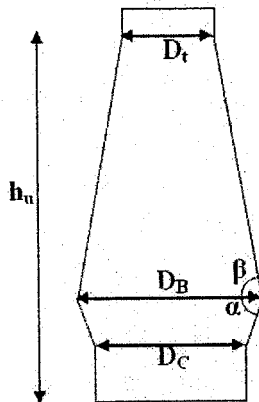
حجم مخصوص کوره بلند عبارت است از حجمی که برای تهیه یک تن چدن در روز در نظر گرفته می‌شود. مشخص است هر چه کانه مصرفی غنی‌تر و قابلیت احیاء آن بیشتر باشد (مصرف کک کمتر)، دمش هوا بیشتر و دمای آن بالاتر باشد، حجم مخصوص کمتر

خواهد بود. در سالهای اخیر با پیشرفت‌های انجام شده، حجم مخصوص کوره بلند را از ۲/۵ متر مکعب به کمتر از ۰/۷ متر مکعب کاهش داده‌اند.

#### ۳-۴-۱-۴ روابط تجربی برای تعیین ابعاد کوره بلند

اگر فرض شود حجم مفید کوره بلند (حجم از سطح بار تا سطح لوله‌های دم) فقط از دو مخروط ناقص با ابعاد نشان داده شده در شکل (۴-۹) تشکیل شده باشد، در این صورت با توجه به شکل می‌توان نوشت [۶۳]:

$$24 \frac{h_u}{\pi} = D_B^3 (tg\alpha + tg\beta) - D_C^3 tg\alpha - D_t^3 tg\beta \quad (2-4)$$



شکل ۴-۹: نمایی از کوره بلند و علامت‌گذاری نواحی آن برای رابطه (۲-۴)

با استفاده از رابطه هندسی (۲-۴) که بین ابعاد قسمت‌های مختلف کوره و حجم مفید کوره برقرار است و روابط تجربی دیگر می‌توان تا حدودی مشخصات یا ابعاد کوره بلند را تعیین کرد.

۱- زاویه‌های  $\alpha$  و  $\beta$  برحسب مشخصات اجرایی (نوع، دانه‌بندی و کیفیت بار و...) به ترتیب بین ۷۵ تا ۸۲ درجه و ۸۴ تا ۸۷ درجه متغیر است.

۲- معمولاً یک رابطه تجربی بین قطر دهانه کوره ( $D_i$ ) و قطر شکم ( $D_B$ ) وجود دارد. بعنوان مثال روابط زیر را می توان برای بارهای گوناگون نوشت [۷]:

$$D_i = 0.77 D_B \quad \text{برای بار دانه ریز و پرعیار}$$

$$D_i = 0.75 D_B \quad \text{برای بار دانه درشت و کم عیار}$$

۳- قطر بوته ( $D_c$ ) همانطور که گفته شد تابعی است از مقدار کک که در واحد زمان و واحد سطح می سوزد بعبارت دیگر تابعی از شدت احتراق می باشد. چنانچه  $p$  تولید روزانه چدن و  $m$  میزان مصرف کک به ازاء هر تن چدن باشد [۶۳]:

$$c = p \times m \quad (۳-۴)$$

رابطه (۳-۴) میزان مصرف کک در ۲۴ ساعت را نشان می دهد. شدت احتراق از رابطه (۴-۴) بدست می آید. شدت احتراق به طور تجربی تعیین می شود و می تواند در حدود ۰.۷ تا ۱ تن بر متر مربع در ساعت مقدار  $D_c$  از رابطه (۴-۵) محاسبه می شود [۶۳]:

$$i = \frac{c}{\sqrt{\pi} D_c^2} \quad (۴-۴)$$

$$D_c = \sqrt{\frac{c}{6\pi i}} \quad (۵-۴)$$

ارتفاع کوره بلند تابعی از مقاومت مکانیکی کک مصرفی، نوع بار مصرفی و ظرفیت کوره است. هرچه ارتفاع کوره بیشتر شود، تبادل حرارتی بین گاز و مواد جامد بهتر صورت گرفته و بعلت افزایش وزن ستون بار، خطر چسبیدن بار به بدنه کاهش می یابد، ولی افزایش ارتفاع از دو جهت محدودیت دارد. مورد اول به خاطر استحکام کک است. زیرا با افزایش ارتفاع کوره، فشار ستون بار زیاد شده و منجر به خرد شدن کک های کم استحکام می شود. دوم اینکه، حرکت بالا رونده گازها دچار اختلال شده و منجر به بی نظمی در کار کوره بلند می شود. معمولاً بین ارتفاع مفید کوره بلند و قطر شکم، نسبت مشخصی برقرار است. این نسبت ( $\frac{h_u}{D_B}$ ) در گذشته در حدود ۴ انتخاب می شد ولی در کوره های جدید که از بار همگن و دانه بندی ریز استفاده می کنند، این نسبت به ۳/۵ و کمتر کاهش یافته است. مجاری تخلیه و ارتفاع بوته، با توجه به حجم سرباره، زمان تناوب تخلیه و... تعیین می شود و ممکن است برای یک کوره بلند با تولید سه هزار تن در روز، ۲ تا ۳ متر باشد.

#### ۴-۱-۵) ناحیه احتراق و لوله‌های دم

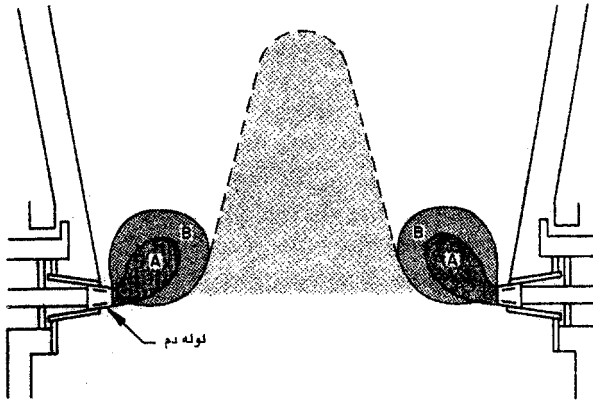
ناحیه احتراق حدود ۱۰۰ تا ۱۲۵ سانتیمتر از محل لوله‌های دم در امتداد دمش هوا بداخل کوره بلند توسعه یافته است و یک ناحیه حیاتی برای کوره بلند محسوب می‌شود. احتراق کربن در نزدیک لوله‌های دم در پایین کوره براساس شکل (۴-۱۰) رخ می‌دهد. در ناحیه A که حدود ۷۵ سانتیمتر به داخل کوره امتداد دارد، واکنش سوختن کامل کربن رخ می‌دهد که حاصل آن گاز دی‌اکسید کربن همراه با آزاد شدن ۳۲۸۰۴ کیلوژول گرما به ازای یک کیلوگرم کربن است. در انتهای این ناحیه، منطقه B قرار دارد که در آن واکنش گرماگیر گازی شدن کربن رخ می‌دهد. نتیجه این دو واکنش، واکنش (۴-۶) است که در آن ۴/۷۶ مول هوای خشک با دو مول کربن ترکیب شده و ۵/۷۶ مول گاز (گاز شکم کوره بلند) تولید می‌شود [۱۵، ۶، ۳].



باید توجه کرد در صورت مصرف هوای معمولی، همراه هر مولکول اکسیژن یا هر مولکول دی‌اکسید کربن (یا دو مولکول منواکسید کربن)، ۳/۷۶ مولکول نیتروژن وجود دارد. پس گاز ناحیه شکم کوره بلند، ۳۴/۷ درصد منواکسید کربن و ۶۵/۳ درصد نیتروژن دارد. قبلاً بیان شد که هوای دم مقداری رطوبت دارد در نتیجه کربن کک با آب درون هوا براساس واکنش (۲-۳۲) ترکیب می‌شود. واکنش (۲-۳۲) نشان می‌دهد که یک مول آب با یک مول کربن ترکیب شده و دو مول گاز احیاکننده تولید می‌کند در حالیکه در واکنش (۴-۶)، ۲/۳۸ مول هوا لازم است تا با یک مول کربن ترکیب شود و در نهایت یک مول گاز منواکسید کربن تولید می‌شود. اما واکنش (۲-۳۲) گرماگیر است. چنانچه بتوان انرژی لازم را برای واکنش (۲-۳۲) توسط افزایش دمای هوای دم تأمین کرد، هوای مرطوب نسبت به هوای خشک می‌تواند کربن بیشتری را به گاز منواکسید کربن تبدیل کند. همچنین گاز احیاکننده بیشتری تولید می‌شود در این حالت غلظت گازهای احیایی در شکم کوره بلند بیشتر می‌شود. چنانچه هوای دم از اکسیژن غنی شده باشد (مثلاً ۲۵ درصد اکسیژن)، سوختن کربن براساس واکنش (۴-۷) رخ می‌دهد [۶]:



یعنی به جای  $4/76$  مول، فقط  $4$  مول هوا برای سوختن دو مول کربن لازم است. بطور کلی با افزایش درصد اکسیژن در هوای دم، دمای ناحیه احتراق بسرعت زیاد می شود در این حالت وجود مقداری بخار آب در هوای دم سودمند است.



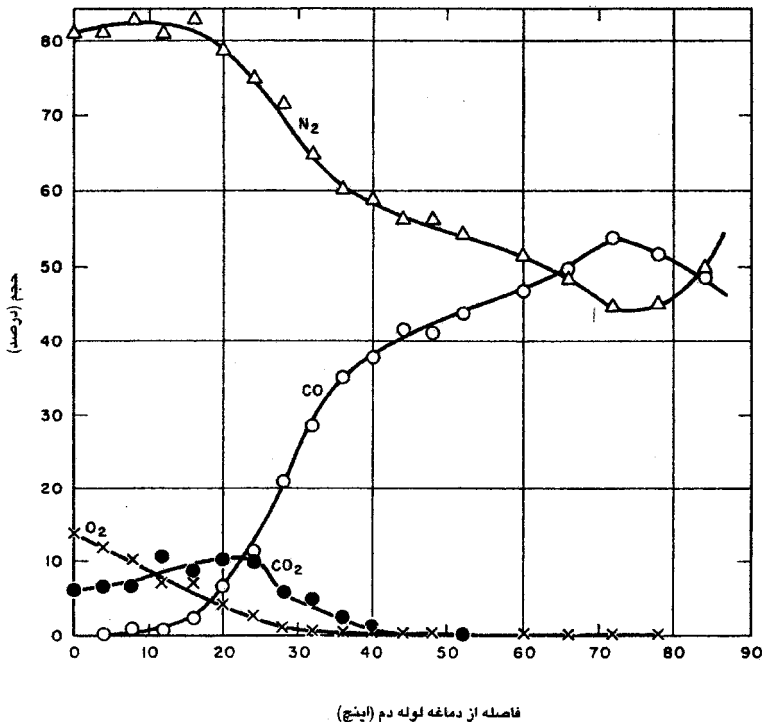
شکل ۴-۱۰: وضعیت و اندازه ناحیه احتراق کوره بلند [۶]

هنگامیکه ناحیه احتراق خیلی کوچک باشد یا دمای شعله بالا باشد، جریان گازهای احتراق از سطح مقطع کوچکتري که ناحیه احتراق را در بر گرفته صورت می پذیرد و باعث افزایش افت فشار بین لوله های دم و قسمت بالای شکم کوره می شود، این مورد باعث غیریکنواختی کار کوره بلند می شود.

در حد فاصل بین نواحی احتراق در سر لوله های دم، یک ناحیه مرده قرار دارد که واکنشی در آن مکان انجام نمی شود. بنابراین، پایین آمدن کک و بار بیشتر از کناره های کوره در ناحیه احتراق انجام می شود. مطالعاتی که بر روی ترکیب شیمیایی گازهای تولیدی در سطح لوله های دم و در مقطع کوره بلند انجام شده است (شکل ۴-۱۱)، نشان داده که برای کوره بلندی با قطر بوته  $420$  سانتیمتر در سطح لوله های دم، ناحیه احتراق فقط به مقدار  $100$  سانتیمتر از سر لوله های دم بطرف داخل کوره گسترش یافته است. گسترش ناحیه احتراق برای یک کوره ای با قطر بوته  $900$  سانتیمتر، فقط  $17/5$  سانتیمتر بیشتر از حالت اول است. بنابراین نزول کک و احتراق آن، فقط در کناره های کوره و در ناحیه احتراق کوچکی در نزدیک لوله های دم انجام می شود و قسمت مرکزی کوره در

سطح لوله‌های دم و ناحیه شکم ثابت و غیرفعال است [۶]. حالت ایده‌آل این است که گسترش نواحی احتراق مربوط به لوله‌های دم آنقدر باشد که با یکدیگر تلاقی کند و ناحیه مرده یا غیرفعال وجود نداشته باشد.

با توجه به شکل (۴-۱۱) مشاهده می‌شود که در ناحیه غیرفعال در مرکز کوره درصد گاز نیتروژن کم و در عوض درصد منواکسید کربن زیاد است. بنابراین گازهای ناحیه احتراق به راحتی از میان ناحیه غیرفعال عبور نمی‌کنند بلکه در همان ناحیه لوله‌های دم بطرف بالا متصاعد می‌شوند. بررسی ناحیه احتراق و قسمت غیرفعال، با اندازه‌گیری دما در سطح لوله‌های دم در مقطع کوره بلند نیز انجام شده و معلوم شده است که دما در مرکز کوره بلند حدود ۴۰۰ درجه سانتیگراد کمتر از دمای ناحیه احتراق است [۶].



شکل ۴-۱۱: ترکیب شیمیایی گازهای تولیدی در فواصل مختلف از نازل لوله‌های دم در کوره بلند [۶]

همانطور که بیان شد با افزایش قطر بوته کوره بلند، ناحیه احتراق به همان نسبت گسترش نمی‌یابد در نتیجه قطر ناحیه غیرفعال یا مرده نیز افزایش می‌یابد. ابعاد ناحیه احتراق نشان‌دهنده فاصله مورد نیاز از سر لوله‌های دم برای تبدیل اکسیژن و دی‌اکسید کربن به منواکسید کربن است. افزایش دمای دم باعث سرعت بیشتر سوختن کربن شده و ناحیه احتراق را کوچک می‌کند و افزایش فشار هوای دم (سرعت خروج هوا) باعث بزرگتر شدن ناحیه احتراق می‌شود. اگرچه با کوچکتر کردن قطر لوله‌های دم می‌توان انرژی کینتیکی هوای دم را افزایش داد و در نتیجه نفوذ و دمش هوا بداخل کوره را بیشتر کرد، اما به نظر می‌رسد بعلت نیاز به دمنده‌های قوی‌تر این کار اقتصادی نباشد.

بزرگتر شدن ناحیه احتراق برای یکنواختی جریان گاز بطرف بالا و نزول بار بهتر است. با افزایش سرعت دمش هوای دم، ناحیه احتراق گسترش می‌یابد. بایستی توجه داشت که با افزایش سرعت دمش یعنی افزایش نفوذ هوای دم بداخل کوره، علاوه بر گسترش ناحیه احتراق، ناحیه بیشینه دما و جریان صعودی گاز را به طرف داخل کوره منتقل می‌کند این مسئله باعث سردتر شدن دیواره‌های ناحیه شکم کوره می‌شود و ممکن است مواد بر روی دیواره‌ها منجمد شوند، بنابراین عملاً میزان سرعت دمش هوا محدود می‌باشد.

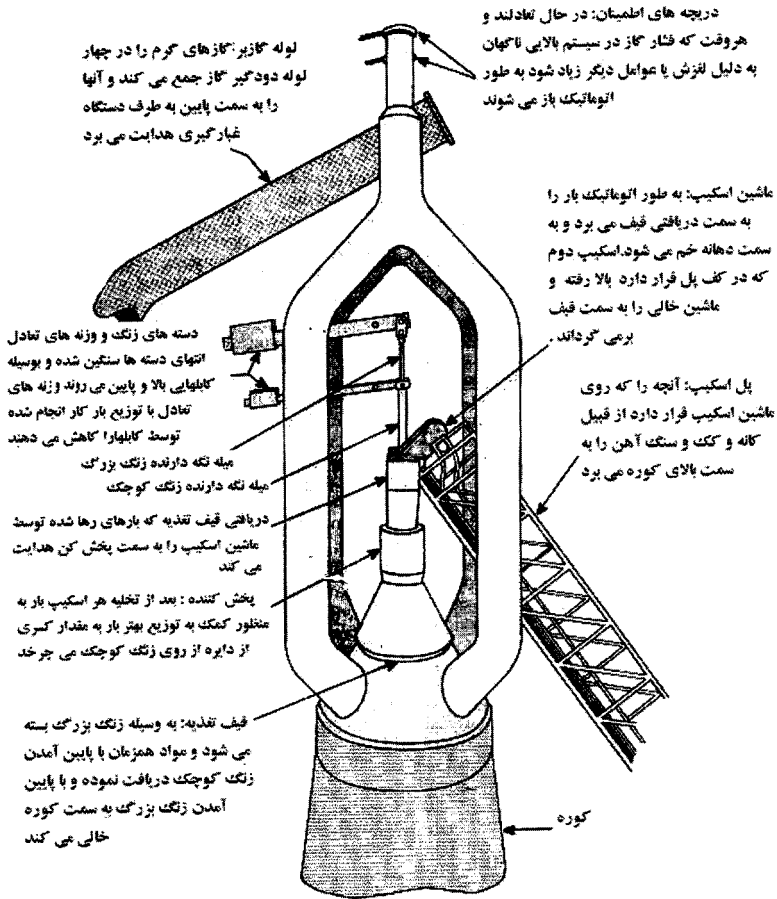
#### ۴-۲) دهانه کوره بلند و تجهیزات بارگیری

تا سال ۱۸۲۹ میلادی، کوره بلند دارای دهانه باز و در تماس با هوا بود در نتیجه گازهای خروجی کوره بلند در هوا می‌سوخت. اولین تلاشها برای استفاده از گاز کوره بلند در جهت گرم کردن هوای مصرفی از سالهای ۱۸۳۰ شروع شد. در سال ۱۸۴۵ اولین گرمکن‌های مجزا (مبدل حرارتی یا رکوپراتور) ساخته شد و از گاز کوره بلند برای گرم کردن هوای دم در این مبدل‌ها استفاده گردید [۶۴]. مهار کردن گاز دهانه کوره بلند نیاز به تأسیسات جدیدی در دهانه داشت در نتیجه تأسیساتی که به نام قیف و زنگ خوانده می‌شود، اولین بار در سال ۱۸۵۰ مورد استفاده قرار گرفت [۶۴]. ابتدا از سیستم‌های تک‌زنگ استفاده شد و به تدریج سیستم دو زنگ و قیف دوار بکار گرفته شد. شکل (۴-۱۲) تجهیزات اصلی بالای کوره بلند و شکل (۴-۱۳) نیز تأسیسات دهانه دو زنگ با قیف دوار و مراحل شارژ به کوره بلند را نشان می‌دهند. زنگها از جنس فولاد بوده و به روش ریخته‌گری تولید می‌شوند و دارای زاویه شیبی در حدود ۵۰ تا ۵۵ درجه می‌باشند [۶۴].

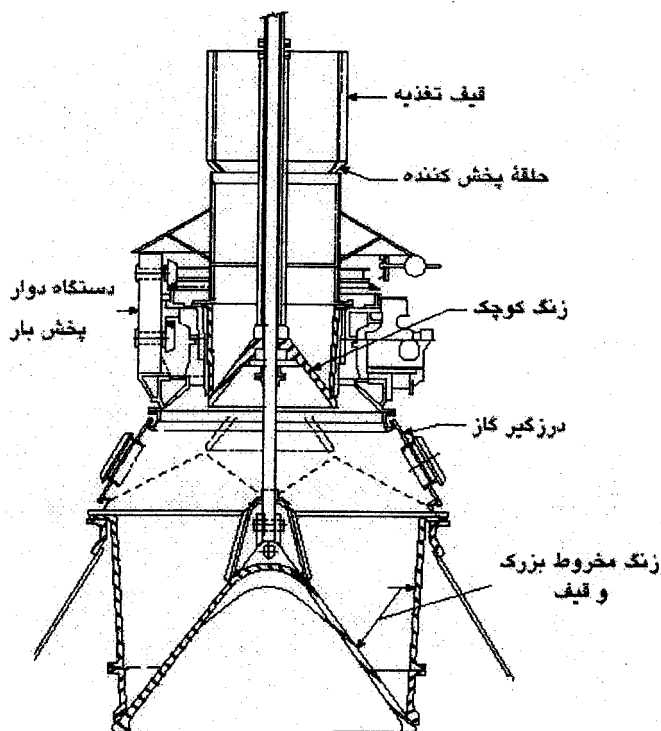
در مورد کوره‌های فشاری که فشار گاز در بالای کوره بلند بیش از یک اتمسفر است، باید در هر مرحله که زنگ بزرگ برای تخلیه به طرف پایین حرکت می‌کند، محفظه بالایی زنگ بزرگ را با گاز یا هوای فشرده پر کرد و فشار آن را برابر فشار بالای کوره کرد. برعکس، هنگامیکه زنگ کوچک می‌خواهد باز شود، می‌بایست مجدداً فضای بین دو زنگ بزرگ و کوچک تخلیه شده و فشار آن برابر با یک اتمسفر گردد. گاهی در این کوره‌ها از دو زنگ کوچک و یک زنگ بزرگ استفاده می‌شود بطوریکه فضای بین زنگ بزرگ و کوچک همیشه فشاری برابر با فشار گاز کوره بلند را داشته باشد و فضای بین دو زنگ کوچک متناوباً فشرده و تخلیه می‌شود. برای شارژ کردن مواد به کوره بلند از سه وسیله به نامهای اسکپ، بیل مکانیکی و نوار نقاله استفاده می‌شود. از هر کدام از این سه روش که برای شارژ کردن مواد به کوره بلند استفاده شود، بایستی دهانه کوره برای آن روش طراحی شده باشد.

#### ۴-۳-۱) اسکپ

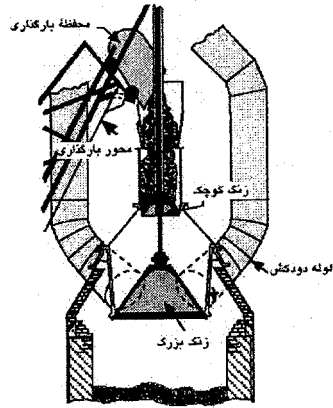
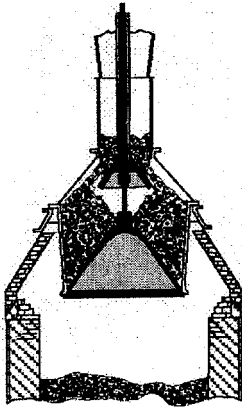
اسکپ وسیله‌ای است استوانه‌ای شکل که طبق شکل (۴-۱۲) به کمک قرقره روی ریل‌های مخصوص حرکت می‌کند و مواد مصرفی کوره بلند را از بونکرها به دهانه کوره حمل و در آنجا تخلیه می‌کند. معمولاً از دو اسکپ استفاده می‌شود که یکی در حال بالا رفتن (حاوی مواد شارژ) و دیگری خالی و در حال پایین آمدن است. دهانه‌ای که برای بارگیری توسط اسکپ طراحی می‌شود به نام سیستم مک‌کی<sup>۱</sup> خوانده می‌شود. این نوع دهانه طبق شکل (۴-۱۳) از یک قیف ثابت و یک قیف دوار در بالای زنگ کوچک و یک قیف ثابت بین زنگ بزرگ و زنگ کوچک تشکیل شده است. چون اسکپ‌ها در یک نقطه بار را تخلیه می‌کنند، با دوران قیف (سیستم توزیع کننده) بار به خوبی در اطراف زنگ کوچک توزیع می‌شود و پس از جمع شدن چند اسکپ متوالی بار از روی زنگ کوچک تخلیه می‌شود. گاهی پس از هر اسکپ، بار کوره بلند بر روی زنگ بزرگ تخلیه می‌شود. اسکپ‌ها توسط دو موتور الکتریکی با قدرتی در حدود ۲۵۰ اسب بخار (۱۸۶۵۰۰ وات) تغذیه می‌شوند. مثال زیر نحوه محاسبه شارژ و ظرفیت اسکپ را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۱۲: قسمت های مختلف بالای کوره بلند [۶۶]

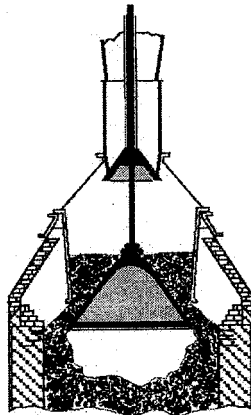
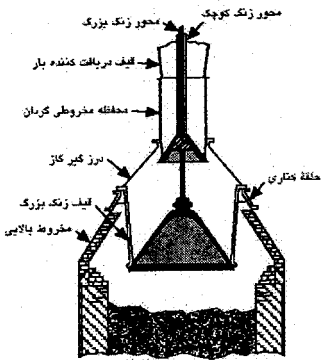


شکل ۴-۱۳-الف: نمایی از تأسیسات بالایی کوره بلند با دهانه دو زنک [۳]



(ب) زنک بزرگ بسته است اما زنک کوچک باز است تا بار قیف زنک بزرگ شارژ شود.

(الف) زنگهای کوچک و بزرگ بسته است. اسکوپ در حال ریختن بار درون قیف بالای زنک کوچک است.



(د) هر دو زنک بسته شده و چرخه بالا تکرار می شود توجه شود که میله نگهدارنده زنک بزرگ از درون فضای خالی میله نگهدارنده زنک کوچک عبور کرده است که منجر به استقلال عمل زنگها می شود.

(ج) زنک کوچک بسته شده تا مانع خارج شدن گازهای کوره بلند شود اما زنک بزرگ باز است تا مواد وارد کوره بلند شوند.

فرض کنید کوره بلندی که دارای قطر دهانه‌ای (در خط بار) در حدود ۷ متر است با دو اسکوپ بارگیری شود. چنانچه کک به صورت لایه‌ای با ضخامت متوسط ۴۵ سانتیمتر شارژ شود، حجم این لایه حدود  $17/69$  متر مکعب خواهد شد. این حجم کک را چنانچه بوسیله دو اسکوپ شارژ کرده، حجم مفید اسکوپ بایستی  $8/8$  متر مکعب باشد. بنابراین باید از دو اسکوپ با حجمی در حدود  $9/91$  متر مکعب استفاده کرد. چنانچه وزن مخصوص کک ( $512/6 \text{ Kg/m}^3$ ) باشد،  $17/7$  متر مکعب کک در حدود  $9072$  کیلوگرم وزن دارد. بنابراین در هر نوبت بایستی  $9072$  کیلوگرم کک شارژ نمود. فرض کنید در این کوره بلند برای تولید هر تن آهن خام، به  $1/65$  تن کانه،  $0/525$  تن کک،  $0/3$  تن مواد گداز آور و  $0/05$  تن قراضه نیاز باشد. در این صورت لازم است مقدار هر کدام از مواد بالا را که همراه  $9072$  کیلوگرم کک بایستی شارژ شود، محاسبه کرد. مثلاً برای  $1/65$  تن کانه مصرفی می‌توان نوشت:

$$(1/65 \div 0/525) \times 9072 = 28512 \text{ kg} \quad (8-4)$$

به همین ترتیب در هر مرتبه از شارژ مواد، بایستی حدود  $5171$  کیلوگرم مواد گداز آور و  $862$  کیلوگرم قراضه وجود داشته باشد. مقدار شارژ مواد برای این نمونه از کوره بلند در جدول (۳-۴) آمده است.

جدول ۴-۳: مقدار مواد مصرفی برای نمونه کوره بلند ذکر شده در بخش (۴-۲-۱) [۶۳]

| نوع ماده      | شارژ (کیلوگرم) | شارژ (متر مکعب) | تعداد اسکوپ | حجم در هر اسکوپ (متر مکعب) |
|---------------|----------------|-----------------|-------------|----------------------------|
| کک            | ۹۰۷۲           | ۱۷/۷            | ۲           | ۸/۸                        |
| کانه          | ۲۸۵۱۲          | ۱۳/۷            | ۲           | ۶/۸                        |
| مواد گداز آور | ۵۱۷۱           | ۳/۱             | ۱           | -                          |
| قراضه         | ۸۶۲            | ۱/۴             | -           | ۴/۵۳                       |
| مجموع         | ۴۳۶۱۷          | ۳۵/۹            | ۵           |                            |

$862$  کیلوگرم از سبک‌ترین نوع قراضه، در حدود  $1/4$  متر مکعب حجم دارد. در مثال بالا قراضه همراه با مواد گداز آور شارژ می‌شود. چنانچه تولید روزانه در چنین کوره‌ای  $3400$  تن در روز و مصرف کک  $476$  کیلوگرم برای یک تن چدن باشد، مصرف روزانه کک حدود  $1620$  تن خواهد شد که طبق محاسبات بالا باید در  $178$  نوبت شارژ شود.

بنابراین روزانه باید تعداد ۸۹۰ اسکیپ (۵×۱۷۸) شارژ نمود. چنانچه زمان لازم از یک توقف تا توقف بعدی اسکیپ یک دقیقه باشد، اسکیپ‌ها ۸۹۰ دقیقه در شبانه روز (شبانه‌روز ۱۴۴۰ دقیقه) در حال حرکت خواهند بود. بارگیری فرآیند بالا به صورت زیر است:

فرض کنید اسکیپ شماره یک در حال پایین آمدن و اسکیپ شماره ۲ در حال بارگیری باشد. اسکیپ شماره ۲ در زیر قیف کانه که قبلاً توزین شده است و حامل ۱۴/۲۷ تن کانه است، قرار گرفته و پر می‌شود وقتی تمام کانه به داخل اسکیپ تخلیه شد، تابلو علامت داده و اسکیپ به طرف بالا فرستاده می‌شود. در این هنگام، زنگ کوچک کنترل می‌شود که بسته باشد. در صورت بسته بودن آن، محتویات اسکیپ روی زنگ کوچک تخلیه می‌شود. همچنین سیستم توزیع کننده بار می‌چرخد تا تمامی بار در اطراف زنگ توزیع شود. هم زمان با تخلیه این اسکیپ، اسکیپ شماره ۱ در حال بارگیری می‌باشد. زمانیکه اسکیپ شماره ۱ پر از کانه در حال بالا رفتن است و اسکیپ شماره ۲ خالی و در حال پایین آمدن است، زنگ کوچک باز شده و محتویات خود را روی زنگ بزرگ تخلیه می‌کند. به همین ترتیب ۲ اسکیپ کانه و ۲ اسکیپ کک و یک اسکیپ مواد گداز آور بر روی زنگ بزرگ تخلیه می‌شود. سپس هر گاه دستگاه اندازه‌گیری سطح بار در تنوره کوره بلند علامت داد (یعنی اینکه سطح بار به اندازه کافی پایین رفته و می‌توان بارگیری نمود)، زنگ بزرگ باز شده و محتویات خود را در کوره تخلیه می‌کند. بنابراین هر بار که زنگ بزرگ باز می‌شود، ۴۳/۷ تن مواد شامل کانه، کک و مواد گداز آور را در کوره تخلیه می‌نماید.

#### ۴-۲-۲) بیل مکانیکی<sup>۱</sup>

بیل مکانیکی، واگن یا سبد بزرگی است که کف آن می‌تواند باز شود. وقتی از بیل مکانیکی برای بارگیری استفاده می‌شود دهانه مخصوص آن باید طراحی شود تا بتواند به راحتی بر روی دهانه کوره بلند قرار بگیرد. این وسیله بارگیری توسط جرثقیل حرکت کرده و روی دهانه کوره قرار داده می‌شود سپس دریچه‌های کف بیل باز شده تا محتویات آن درون کوره تخلیه شود. چنانچه سیستم دهانه کوره بلند تک‌زنگ باشد، هنگام قرار

گرفتن بیل مکانیکی بر روی دهانه، زنگ باز می‌شود و بار مستقیماً داخل کوره تخلیه می‌شود. در این حالت مقداری از گازهای کوره بلند وارد بیل مکانیکی می‌شود که بعداً تخلیه می‌گردد. اسکیپ نسبت به بیل مکانیکی دارای مزایای زیر است:

- ۱- سرعت حرکت اسکیپ نسبت به بیل مکانیکی بیشتر است.
  - ۲- چون در اسکیپ بار بر روی سطح شیبدار حرکت می‌کند، نیروی کمتری لازم دارد پس قدرت موتورهای بالا برنده کمتر است.
- بیل مکانیکی چون با جرثقیل حمل می‌شود، سرعت کمتری نسبت به اسکیپ دارد همچنین بایستی در دهانه کوره بلند جایگاه مخصوصی برای آن درست کرد. ارتفاع ریزش بار در بیل مکانیکی کمتر از اسکیپ است و از این جهت مزیت محسوب می‌شود.

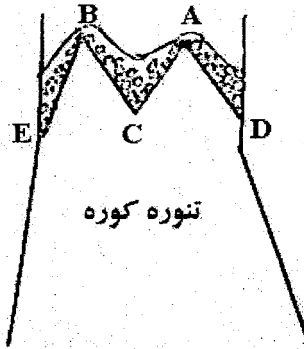
#### ۴-۲-۳) نوار نقاله

بجز بیل مکانیکی و اسکیپ، در برخی کارخانه‌ها از نوار نقاله برای بارگیری استفاده می‌کنند. این سیستم برخلاف روشهای پیشین، به کنترل بسیار دقیق نیاز دارد. بطور کلی ریزش بار در کوره بلند توسط یکی از روش‌های زیر انجام شود:

**الف) باردهی مرکزی:** در این روش بار در مرکز کوره بلند ریخته می‌شود بنابراین به علت یکسان نبودن زاویه غلتیدن کانه و کک، درصد کک در جداره کوره بلند بیشتر از مرکز آن خواهد بود.

**ب) باردهی جانبی:** در این روش بار از یک طرف داخل کوره بلند وارد می‌شود بنابراین درصد کک در یک طرف بیشتر از طرف مقابل خواهد بود.

**ج) باردهی محیطی:** در این روش بار به طور یکنواخت بر روی محیط یک دایره داخل کوره بلند ریخته می‌شود (شکل ۴-۱۴). چنانچه مقطعی از کوره را در نظر گرفته، بار در دو نقطه A و B ریخته می‌شود. بنابراین درصد کک در نقاط C، D و E بیشتر از سایر نقاط خواهد بود. این روش بارگیری مناسب‌تر از دو روش قبل است.



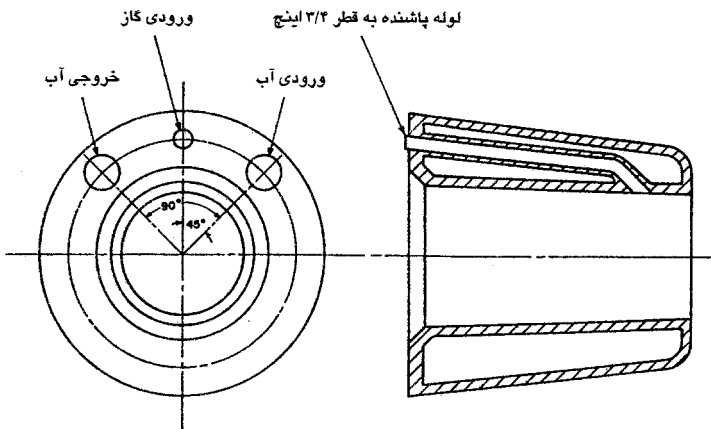
شکل ۴-۱۴: نمایی از روش باردهی محیطی در کوره بلند [۶۳]

بایستی یادآوری کرد که شارژ کردن مواد به درون کوره بلند با سیستم‌های دو زنگ همراه با توزیع‌کننده، علاوه بر مزایای گفته شده این ویژگی را هم دارد که ریزش بار درون کوره به شکل (M) می‌باشد. بنابراین دارای یکنواختی بیشتری است.

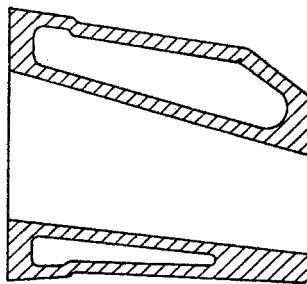
#### ۴-۳) سیستم‌های تولیدکننده هوای گرم در کوره بلند

هوای گرم معمولاً از دستگامهای گرم کن هوا توسط لوله‌هایی با جدار نسوز به نزدیکی کوره بلند آورده می‌شود سپس داخل لوله حلقوی شکلی به نام کمر بند هوا می‌شود (شکل ۴-۲). از این لوله حلقوی شکل (کمر بند هوا)، چندین انشعاب که ممکن است ۱۰ تا ۲۰ عدد یا بیشتر باشد (تعداد آن به ظرفیت کوره بلند بستگی دارد) اطراف کوره بلند ایجاد شده که براساس شکل (۴-۸) به لوله دمش و سپس به نازل وصل می‌شود. نازل‌ها که در بالاترین قسمت بوته نصب می‌شوند، از جنس مس می‌باشند که به روش ریخته‌گری تولید شده‌اند و هدایت حرارتی بالایی دارند. سر یا دماغه نازل در حدود ۳۰ سانتیمتر از سطح داخلی نسوز، به داخل کوره بلند فرو رفته تا ضمن نفوذ بیشتر هوا به درون کوره، از خسارت وارد شدن به نسوز پیشگیری شود. نازل‌ها به شکلهای گوناگونی طراحی شوند که معمولاً به نام طراح یا مخترع آن شناخته می‌شود. نازل معمولی یا استاندارد طبق شکل (۴-۱۵) دارای جداره‌هایی برای عبور آب جهت سرد کردن است. برای تزریق گاز به داخل کوره، لوله‌ای به قطر حدود ۲۰ سانتیمتر در داخل نازل براساس شکل (۴-۱۵) ایجاد

شده است. در نازل وایر، مجرای عبور هوا نسبت به افق شیب کمی دارد (شکل ۴-۱۶). این حالت باعث می شود هوا در هنگام ورود به کوره کمی به طرف پایین دمیده شود. طرح های دیگر نازل نیز وجود دارد، بعنوان مثال در نوعی از آن قسمت جلو یا دماغه آن قابل تعویض است و یا بعضی از نازلها مخصوص تزریق مواد سوختنی جامد یا مایع طراحی می شوند.



شکل ۴-۱۵: مدل متداول نازل هوای دم به داخل کوره بلند [۶]



شکل ۴-۱۶: نمایی از نازل مدل وایر برای دمش هوای دم به داخل کوره بلند [۶]

### ۴-۳-۱) برجهای گرم کننده هوا

یکی از مهمترین تحولاتی که در مسیر تکامل کوره بلند به وجود آمده است، گرم کردن هوای دم بوده که اولین بار در سال ۱۸۳۰ توسط نیلسن<sup>۱</sup> انجام شد [۶۴]. از آن به بعد افزایش دمای هوای دم بیش از هر عامل دیگر به بالا رفتن بازده کوره بلند کمک کرده است. با توجه به اینکه برای گرم کردن هوای دم معمولاً از گاز خروجی دهانه کوره بلند استفاده می‌شود و این گاز سوخت گران قیمتی به شمار نمی‌رود، اهمیت موضوع بیشتر آشکار می‌شود. روشهای متنوعی برای گرم کردن هوای ورودی به کوره بلند به کار می‌رود. بعنوان مثال استفاده از رکوپراتورها که در آن گازهای قابل احتراق و هوا در دو جهت مخالف و بطور پیوسته در داخل لوله‌های مخصوص جریان پیدا می‌کنند تا حرارت گازها به هوا منتقل شده و هوای ورودی گرم شود. ولی متداولترین سیستمی که برای این منظور بکار می‌رود، برج‌های گرم کننده<sup>۲</sup> می‌باشند. این سیستم گاهی به نام مخترع آن کوپر<sup>۳</sup> نامیده می‌شود.

برج گرم کننده طبق شکل (۴-۱۷)، از یک محفظه استوانه‌ای با سقف گنبدی تشکیل شده است. تعداد کوپر یا برجهای گرم کننده برای هر کوره بلند حداقل ۳ عدد است که یکی در حال گرم شدن می‌باشد و دومی در حال سرد شدن و سومی به صورت ذخیره عمل می‌کند. در بعضی از سیستم‌ها ممکن است هر سه کوپر همزمان کار کنند که در این صورت همیشه دو تای آنها در حال احتراق و گرم شدن و سومی در حال سرد شدن (گرم کردن هوا) خواهد بود. طرز کار این برجهای به این صورت است که ابتدا گاز خروجی کوره بلند و مخلوط قابل احتراق از مجرای مخصوصی به داخل کوپر فرستاده می‌شود. احتراق گاز توسط مشعل صورت گرفته و گازهای داغ در طول قسمت استوانه‌ای بالا می‌رود و از میان قسمت مشبک (لانه زنبوری) به پایین کشیده و خارج می‌شود. بدین ترتیب گرمای محصولات احتراق جذب نسوز بدنه و قسمت مشبک می‌شود. در مرحله بعد، یعنی دوره عبور هوا، هوای دم سرد از قسمت پایین ناحیه لانه زنبوری بداخل کوپر فرستاده می‌شود و مسیری برعکس مسیر گاز را طی می‌کند. یعنی ابتدا هوا از قسمت پایین

1- Y.N.Nielson

2- Hot blast stoves

3- Couper

لانه زنبوری بطرف بالا رفته و پس از برخورد با سقف از قسمت استوانه‌ای پایین آمده و از مجرای هوای گرم خارج می‌شود.

بنابراین همیشه یکی از برجها در دوره عبور هوا و دیگری در دوره عبور گاز کار می‌کند و این چرخه مرتباً تعویض می‌شود. معمولاً برای تبدیل کوپر از یک دوره به دوره دیگر، بایستی مراحل خاصی صورت گیرد. بعنوان مثال برای تبدیل از دوره گاز به هوا، مراحل زیر بایستی طی شود:

۱- دریچه ورود گاز بسته شود.

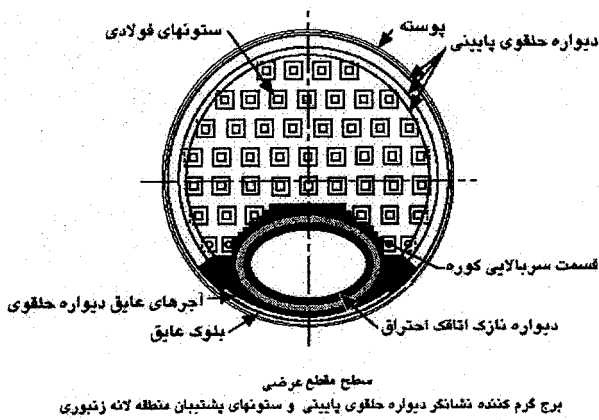
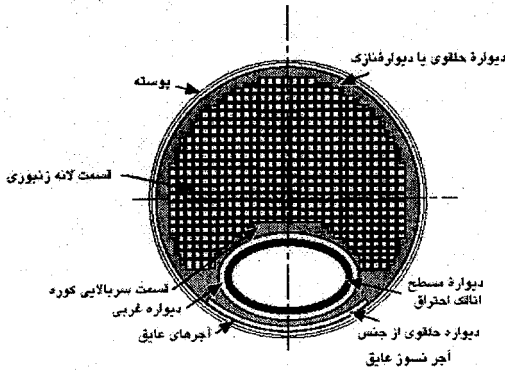
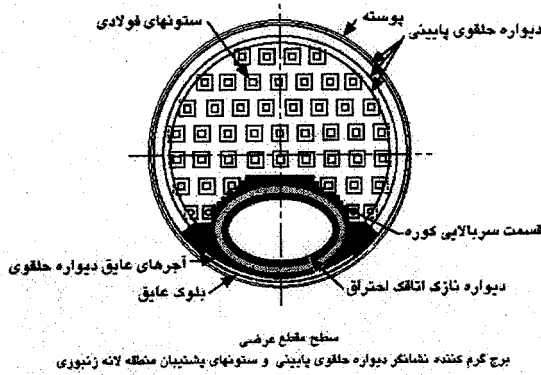
۲- دریچه ورود هوا به مشعل بسته شود.

۳- دریچه خروج دود بسته شود.

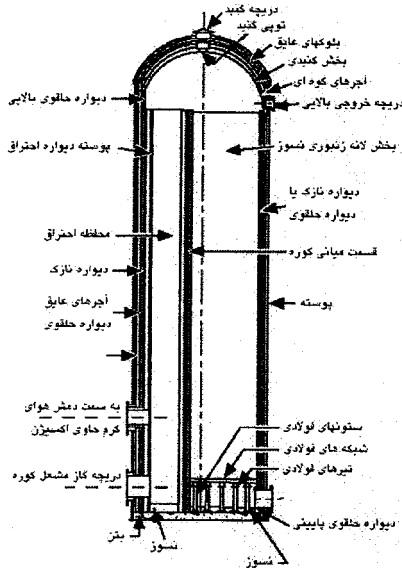
۴- دریچه هوای سرد باز شود.

۵- دریچه هوای گرم باز شود.

برای تبدیل دوره هوا به گاز اعمال فوق بطور معکوس انجام می‌شود. یعنی ابتدا دریچه هوای گرم بسته شود، دریچه هوای سرد بسته شود، دریچه خروج دود باز شود و در نهایت مشعل روشن می‌شود عملیات بالا ممکن است بصورت خودکار یا با دست انجام شود.



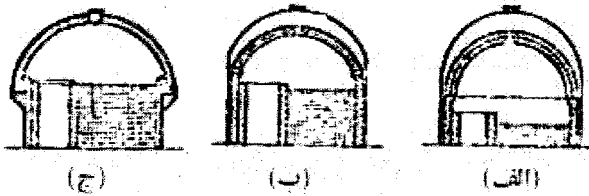
شکل ۴-۱۷: نمایی از برج گرم کننده هوا همراه با سطح مقطع مناطق مختلف آن [۳]



ادامه شکل ۴-۱۷: نمایی از برج گرم کننده هوا همراه با سطح مقطع مناطق مختلف آن [۳]

#### ۴-۱-۳-۱) سقف برجهای گرم کننده هوا

سقف برجهای گرم کننده هوا به شکل گنبد (نیم کوه یا عرق چین) ساخته می شود و ممکن است روی بدنه سوار باشد یا روی یک پایه و جداره خارجی استوار شده باشد (گنبد مستقل در شکل ۴-۱۸). گنبد مستقل از نظر پایداری بهتر از انواع دیگر است. از طرف دیگر، چون انبساط و انقباض نسوز بدنه کوپر روی سقف تأثیر ندارد، فضای خالی بین پوشش فلزی و نسوز سقف را کمتر انتخاب کرده و آن را به کمک یک ماده عایق متراکم پر می کنند تا بازده حرارتی افزایش می یابد. علیرغم این مزایا، به علت مخارج زیاد و مشکلات تثبیت گنبد روی جداره، از نوع گنبد غیر مستقل استفاده می شود. معمولاً گنبد کوپر طبق شکل (۴-۱۸) از یک لایه آجر نسوز و یک لایه آجر عایق تشکیل شده است که بعد از این دو لایه آجر، فضای خالی قرار دارد و بعد از آن پوشش فلزی گنبد می باشد. فضای خالی به منظور جذب انبساط و انقباض بدنه و خود گنبد است. همانطور که بیان شد در ساختمان برج گرم کننده بجز گنبد دو قسمت اصلی دیگر وجود دارد که عبارتند از: قسمت مشبک یا لانه زنبوری و اتاق احتراق. اتاق احتراق ممکن است دارای مقطع بیضوی یا دایره ای باشد.



شکل ۴-۱۸: انواع مختلف گنبد الف) نیمه کروی، ب) کروی، ج) گنبد مستقل [۶۳]

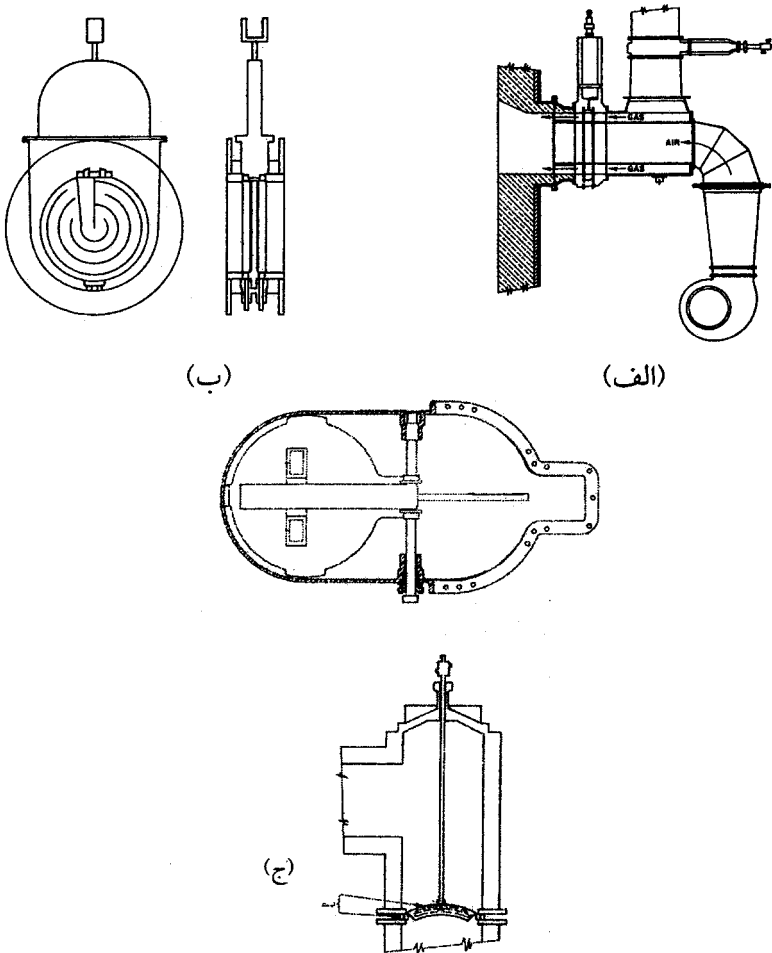
در گذشته اتاق احتراق به شکل استوانه و در مرکز کوپر ساخته می شد ولی امروزه به شکل بیضوی و در کنار کوپر ساخته می شود. اتاق احتراق بایستی طوری طراحی شود که کمترین فضا را اشغال کند تا مکان بیشتری برای قسمت لانه زنبوری باقی بماند. سطح مقطع اتاق احتراق باید متناسب با مقدار سوخت باشد. معمولاً هر متر مربع از سطح اتاق احتراق را برای ۷۰۰۰ تا ۱۰۰۰۰ متر مکعب در ساعت سوخت گازی در نظر می گیرند. چنانچه سطح مقطع کمتر از میزان لازم باشد، احتراق حالت ضربانی (دل زدن) خواهد داشت. قسمت اصلی هر برج گرم کننده که وظیفه تبادل حرارت را به عهده دارد، منطقه مشبک یا لانه زنبوری است. این قسمت باید طوری طراحی شود که در دوره گاز بیشترین مقدار حرارت را جذب کرده و در دوره هوا این حرارت را به هوا منتقل کند. برای این منظور از آجرهای نسوز مشبک با طرح های متنوع استفاده می شود که در بخش نسوز کوره بلند معرفی خواهند شد.

دریچه ها یا شیرهایی در کوپر برای کنترل جریان هوا و گاز قرار دارد که باید هر یک از آنها از حساسیت خاصی برخوردار باشد همچنین باز و بسته کردن آنها بایستی بصورتی انجام شود که در داخل کوپر مخلوط قابل انفجار به وجود نیاید. تعدادی از این دریچه ها بعلت تماس با هوا یا گازهای گرم، باید مجهز به سیستم های سرد کننده باشند و برخی از نواحی از آنها پوشش نسوز داشته باشند. شکل (۴-۱۹)، نمونه ای از دریچه های هوای گرم، هوای سرد، مشعل و دودکش را نشان می دهد.

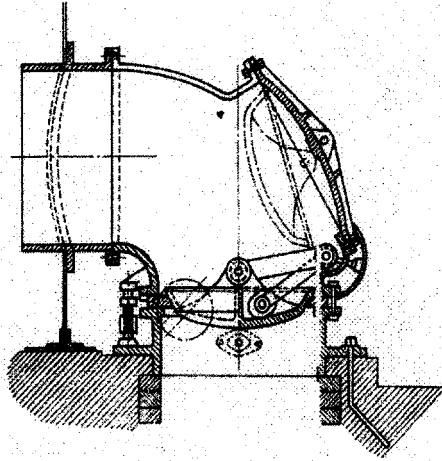
#### ۴-۳-۱-۲) ابعاد برج های گرم کننده هوا

برای یک کوره بلند با ظرفیت روزانه ۲۵۰۰ تن و مصرف کک حدود ۵۰۰ کیلوگرم برای یک تن چدن تولیدی، مصرف هوا ۲۸۳۱/۶۸ مترمکعب خواهد بود. برای گرم کردن

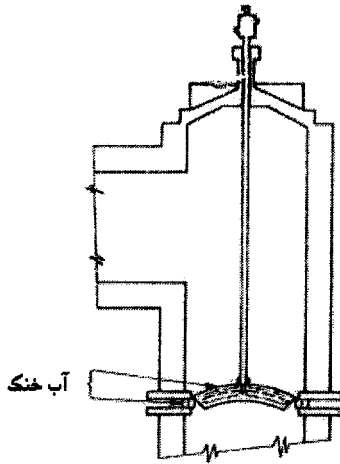
این مقدار هوا تا دمای ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد در یک برج گرم کننده، به ۶۰ دقیقه زمان نیاز است. بنابراین هر برج باید بتواند در هر دوره زمانی  $J \times 10^4 \times 228$  گرم را در خود ذخیره کند. در صورتی که متوسط اختلاف دما در هر چرخه در حدود ۱۴۸ درجه سانتیگراد باشد و ظرفیت گرمایی آجرهای مشبک در هر دوره زمانی برابر با  $J/kg \times 10^3 \times 186$  باشد، هر کوپر بایستی دارای ۱۲۲۵ تن آجر باشد. این مقدار آجر حجمی معادل ۹۶۳ متر مکعب دارد. بنابراین برج گرم کننده بایستی قطری در حدود ۸/۵ متر و ارتفاع ۳۸ متر داشته باشد.



شکل ۴-۱۹: انواع دریچه‌های مورد استفاده در برج‌های گرم کننده (الف) دریچه مشعل، (ب) دریچه هوای گرم، (ج) دریچه هوای گرم از نوع قارچی (چتری)



(د)



(ذ)

ادامه شکل ۴-۱۹: انواع دریچه‌های مورد استفاده در برجهای گرم‌کننده (د) دریچه هوای سرد، (ذ) دریچه دودکش [۶]

برای افزایش دبی هوای یک برج گرم کننده در حال کار، می‌بایست دوره کار آن را کوتاهتر کرد. مثلاً در مورد برج گرم کننده بالا، چنانچه مصرف هوا به ۳۳۹۸ متر مکعب افزایش یابد، دوره هوا از ۶۰ دقیقه به ۵۰ دقیقه کاهش می‌یابد.

برای سیستمی که با ۳ برج گرم کننده کار می‌کند، چنانچه دوره هوا برای هر برج ۵۰ دقیقه باشد، دو برج دیگر می‌توانند به مدت ۱۰۰ دقیقه در دوره گاز باشند. چنانچه زمان لازم برای تبدیل از دوره گاز به هوا ۵ دقیقه باشد، برجهای گرم کننده هوا می‌توانند به مدت ۹۵ دقیقه در دوره گاز باشند. چنانچه بازده گرمایی مشعل‌ها ۷۵ درصد باشد، هر مشعل کوپر باید با سرعت  $10^9 \times 3/19$  ژول در دقیقه گرما تولید کند. چنانچه ارزش حرارتی گاز دهانه کوره بلند  $(J/m^3) \times 10^6$   $1/078$  باشد، در هر کوپر ۹۰۶ متر مکعب گاز در دقیقه باید بسوزد. محاسبات بالا را می‌توان بصورت رابطه در آورد و برای هر کوره بلند، ابعاد برجهای گرم کننده هوا، وزن، حجم آجرها، تعداد کانالهای آن، سطح اتاق احتراق و ظرفیت مشعل را محاسبه نمود. در یک کوره بلند با ظرفیت  $P$  تن در روز و مصرف کک  $M_c$  کیلوگرم به ازای یک تن چدن مذاب تولیدی، دبی هوای مصرفی از رابطه (۹-۴) به دست می‌آید [۶۳]:

$$B_v = \frac{P \times M_c \times V}{(10^3 \times 60 \times 24)} \quad (9-4)$$

در رابطه (۹-۴)،  $B_v$  دبی هوای مصرفی بر حسب متر مکعب در دقیقه و  $V$  حجم هوای لازم برای سوختن یک تن کک در منطقه احتراق کوره بلند در شرایط متعارفی است. مقدار  $V$  را می‌توان ۳۶۰۰ متر مکعب در نظر گرفت. چنانچه برج گرم کننده در هر دوره هوا، دمای هوای مصرفی را از  $T_0$  به  $T$  افزایش دهد، گرمایی که برج گرم کننده در هر دوره هوا از دست می‌دهد، از رابطه (۱۰-۴) بدست می‌آید:

$$Q = B_v \theta [C_B (T - T_0)] \quad (10-4)$$

$Q$  گرمای منتقل شده از کوپر به هوا در یک دوره (کالری)  $\theta$  مدت زمان دوره هوا (دقیقه) و  $C_B$  گرمای ویژه هوا ( $Cal/m^3 C$ ) است. برج باید در هر دوره گاز، حرارتی برابر با  $Q$  از قسمت مشبک جذب کند. فرض کنید گرمای ذخیره شده توسط دیوارها و سقف کوپر برابر با تلفات گرمایی باشد و گرمای قسمت مشبک فقط برای گرم کردن هوا

مصرف شود. چنانچه وزن آجرها در قسمت مشبک  $M$  و گرمای ویژه آجرها  $C$  و متوسط تغییرات دمای آجرها  $\Delta T$  باشد، در این صورت می‌توان نوشت:

$$Q = MC\Delta T \quad (۱۱-۴)$$

به این ترتیب از رابطه (۱۱-۴)، وزن آجرهای موردنیاز در قسمت مشبک بدست می‌آید. چنانچه وزن مخصوص آجرها (وزن مخصوص واقعی)  $\rho$  باشد، حجم آجرهای قسمت مشبک از رابطه (۱۲-۴) بدست می‌آید:

$$V_{net} = \frac{M}{\rho} \quad (۱۲-۴)$$

آجرهای نسوز مصرفی در قسمت مشبک به شکل‌های گوناگون ساخته می‌شوند (انواع آجرها در قسمت نسوز کوره بلند خواهد آمد) بنابراین بسته به نوع آجر، درصد مشخصی از آجر چینی قسمت مشبک، فضای خالی خواهد بود. چنانچه  $a$  درصد از حجم قسمت مشبک، آجر و بقیه آن  $(100-a)$  کانال‌های عبور هوا و گاز باشد، در این صورت حجم قسمت مشبک برابر است با [۶۳]:

$$V_i = \frac{V_{net}}{a} \times 100 \quad (۱۳-۴)$$

برای محاسبه سطح مقطع اتاق احتراق در کوپر، ابتدا باید شدت احتراق مشعل‌ها را محاسبه کرد. چنانچه  $G_v$  مقدار گازی باشد که در هر دقیقه توسط مشعل برج گرم کننده هوا می‌سوزد، در این صورت می‌توان نوشت [۶۳]:

$$G_v = \frac{Q}{\sigma\theta\eta} \quad (۱۴-۴)$$

در رابطه (۱۴-۴)،  $Q$  گرمای گرفته شده توسط هوا در هر دوره،  $\sigma$  ارزش حرارتی گاز کوره بلند که در مشعلها می‌سوزد،  $\theta$  دوره گاز در برج و  $\eta$  ضریب بازده حرارتی سوخت در کوپر (حدود ۰/۷۵) است. بنابراین مشعل برج باید دارای قدرت احتراق  $G_v$  متر مکعب گاز در دقیقه باشد. سطح مقطع اتاق احتراق باید کمترین مقدار ممکن باشد تا بیشترین مکان برای قسمت مشبک باقی بماند. در عین حال مقطع اتاق احتراق باید به اندازه کافی بزرگ باشد تا مشعل‌ها آرام و بدون نوسان کار کنند. پس شدت احتراق بستگی به نوع مشعل، شکل و طراحی اتاق احتراق خواهد داشت. شدت احتراق را می‌توان از رابطه (۱۵-۴) بدست آورد [۶۳]:

$$I = \frac{G_v}{S} \quad (15-4)$$

در رابطه (۱۵-۴)،  $I$  شدت احتراق برحسب متر مکعب گاز در دقیقه در هر مترمربع سطح و  $S$  سطح مقطع اتاق احتراق است. مقدار  $I$  می تواند ۱۲۰ تا ۱۷۰ متر مکعب گاز در دقیقه در هر متر مربع سطح اتاق احتراق باشد. بنابراین با توجه به شدت احتراق، سطح مقطع اتاق احتراق محاسبه خواهد شد. گاهی اوقات سطح مقطع اتاق احتراق را به صورت کسری از کل سطح مقطع داخلی برج گرم کننده بیان می کنند. مثلاً سطح مقطع اتاق احتراق می تواند یک پنجم سطح مقطع برج باشد که در این صورت سطح مقطع کل برج گرم کننده پنج چهارم سطح مقطع قسمت مشبک خواهد شد.

ارتفاع کل برجهای گرم کننده بستگی به نوع سقف یا گنبد آن دارد. ارتفاع قسمت مشبک را نیز بطور تجربی تعیین می کنند بطوریکه اولاً ارتفاع زیاد باعث افت فشار به مقدار زیاد نشود و ثانیاً مقطع برج خیلی بزرگ و جاگیر نباشد. مثلاً در مورد یک کوره بلند ۲۵۰۰ تنی، برج گرم کننده، ۹ متر قطر خارجی و ۴۰ متر ارتفاع دارد. برای تعیین قطر خارجی برج، ضخامت عایق و جوشن یا پوشش فلزی را نیز بایستی در نظر گرفت.

#### ۴-۴) نشتشو و تصفیه گاز کوره بلند

سته به نوع باری که در کوره بلند مصرف می شود گازی که از دهانه آن خارج می شود دارای مقدار نسبتاً زیادی گرد و غبار است بطوریکه اندازه ذرات آن از ۴ میلیمتر تا چند میکرون متغیر می باشد. برای مصرف گاز کوره بلند در برجهای گرم کننده، کوره ها، دیگ بخار و... می بایست گاز کاملاً تصفیه و عاری از گرد و غبار شود. هرچه اندازه ذرات گرد و غبار کوچکتر باشد حذف آن مشکل تر بوده و نیاز به دستگاههای گرانتر و پیچیده تر دارد. تصفیه گاز کوره بلند در چند مرحله به شرح زیر انجام می شود:

#### الف) مرحله تصفیه مقدماتی

این مرحله از تصفیه گاز، به صورت خشک و توسط دستگاههایی به نام غبارگیر انجام می شود. گاز خروجی از کوره بلند ممکن است بین ۱۶ تا ۷۰ گرم در مترمکعب گرد و غبار داشته باشد که حدود ۷۵ درصد آن در این مرحله توسط غبارگیر حذف می شود.

### ب) مرحله اول تصفیه گاز

این مرحله ممکن است به دو صورت تصفیه خشک یا تصفیه مرطوب انجام شود و بین ۹۰ تا ۹۵ درصد غبار باقیمانده از مرحله مقدماتی در این مرحله حذف می‌شود. در روش خشک بیشتر از سیکلون استفاده می‌شود گاهی اوقات هم ممکن است از فیلترهای فلزی با لایه‌های پشمی استفاده شود. اما در روش مرطوب از انواع برجهای یا دستگاههای شستشودهنده گاز، مانند برج شستشوی ساکن، برج شستشوی گردان یا دستگاه سانتریفوژ استفاده می‌شود. دو روش اول، بیشترین استفاده را دارد.

### ج) مرحله دوم یا مرحله نهایی تصفیه گاز

پس از تصفیه مرحله اول، حدود ۰/۴ تا ۲ گرم بر متر مکعب گرد و غبار در گاز کوره بلند وجود دارد که اندازه ذرات آن بسیار ریز است. جدا کردن گرد و غبار در این مرحله مانند جدا کردن دوده از هواست. هدف از این مرحله تصفیه گاز، جدا کردن ۹۰ تا ۹۵ درصد گرد و غبار موجود در گاز است بطوریکه مقدار آن به چند هزارم گرم در متر مکعب برسد. این مرحله نیز ممکن است به دو صورت خشک یا مرطوب انجام شود. در روش خشک از فیلترهای کیسه‌ای و یا از روش دی‌الکتریکی (الکترو فیلترها<sup>۱</sup>) استفاده می‌شود. در روش مرطوب از رسوب‌دهنده‌های الکتریکی مرطوب یا انواع دزنتگراتورها<sup>۲</sup> (چرخشی یا تیسن<sup>۳</sup>) استفاده می‌شود.

### ۴-۴-۱) دستگاههای تصفیه گاز

دستگاههای تصفیه گاز کوره بلند عبارتند از :

#### ۱- غبارگیر

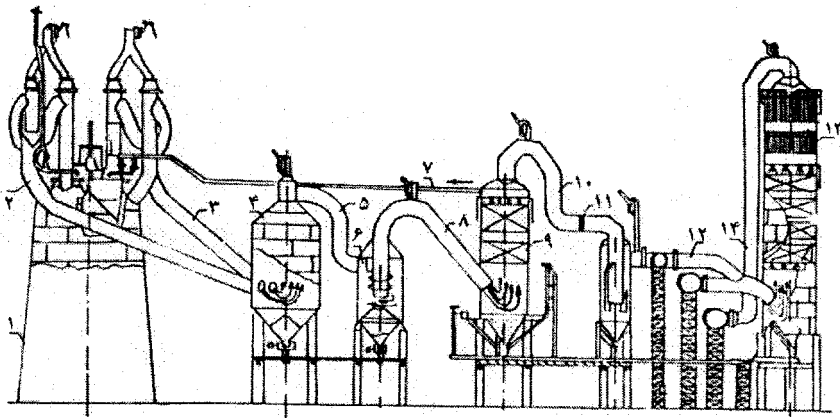
غبارگیر ساده‌ترین وسیله رسوب دادن گرد و غبار گاز است. غبارگیر براساس شکل (۴-۲۰) از یک محفظه فلزی استوانه‌ای شکل تشکیل شده که قسمت پایین آن به شکل مخروط است. گاز از قسمت بالا وارد شده و از قسمت جانبی بالای غبارگیر خارج می‌گردد. افزایش حجم گاز در هنگام ورود به غبارگیر همراه با تغییر مسیر گاز، منجر به رسوب گرد و غبار می‌شود. غبارگیرها معمولاً می‌توانند ذرات جامدی به قطر بیشتر از ۵۰

1- Electrofilter

2- Rotary disintegrator

3- Theissen disintegrator

میکرون (۳۲۵ مش) را رسوب دهند. یک غبارگیر به طور نمونه در حدود ۱۵ متر ارتفاع و ۸ متر قطر دارد. جدار غبارگیر فولادی بوده و داخل آن با آجر نسوز پوشیده شده است. گاز دهانه کوره بلند توسط لوله‌هایی با شیب زیاد ابتدا وارد غبارگیر می‌شود و سپس برای تصفیه مرحله اول خارج می‌شود.

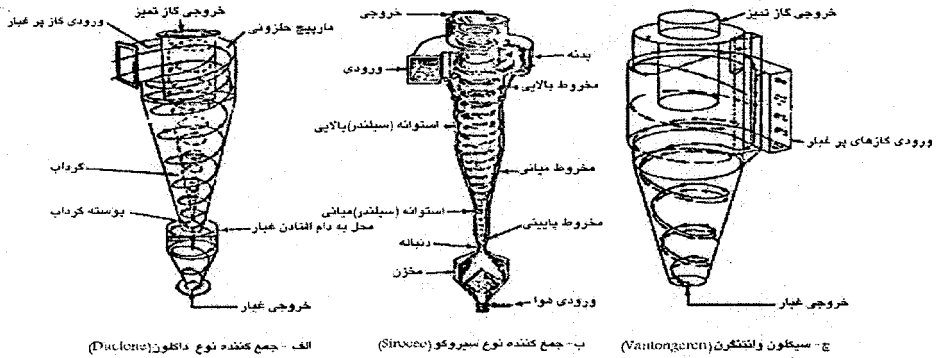


شکل ۴-۲۰: دستگاه غبارگیر کوره بلند به همراه تجهیزات جانبی آن [۶۴]

۱- کوره بلند، ۲- خروجی عمودی گاز، ۳- لوله شیب‌دار خروجی گاز کثیف، ۴- غبارگیر ابتدایی برای تمیز کردن گاز (میزان تمیزی گاز ۶۲٪)، ۵- لوله انتقال گاز، ۶- غبارگیر ثانوی برای تمیز کردن گاز (میزان تمیزی گاز ۲۲٪)، ۷- لوله انتقال گاز نیمه تمیز، ۸- لوله انتقال گاز کثیف، ۹- دستگاه شستشوی فشار بالا (میزان تمیزی گاز ۱۰٪)، ۱۰- لوله انتقال گاز نیمه تمیز، ۱۱- دریچه کنترل، ۱۲- لوله انتقال گاز، ۱۳- فیلترهای کمکی، ۱۴- لوله انتقال گاز تمیز شده

## ۲- سیکلون

سیکلون براساس شکل (۴-۲۱) از یک قسمت استوانه‌ای در بالا و یک قسمت مخروطی در پایین تشکیل شده است. لوله ورود گاز در بالای سیکلون بصورت مماس بر بدنه نصب شده است. بطوریکه حرکت گاز در داخل سیکلون بصورت یک جریان مارپیچ است در نتیجه ذرات جامد در اثر نیروی گریز از مرکز بطرف دیوارهای جانبی پرتاب شده و در آنجا در اثر برخورد با شیارهای دیوار، سرعت خود را از دست می‌دهد و در نهایت ذرات موجود در گاز، در پایین سیکلون جمع‌آوری می‌شوند.



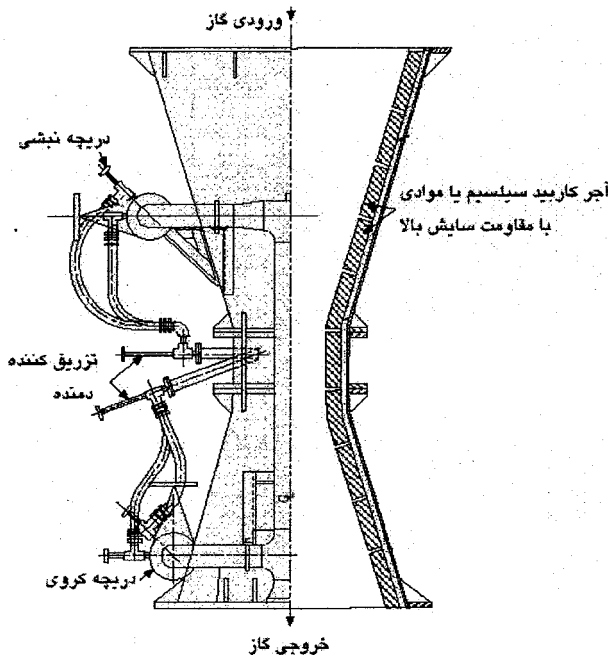
شکل ۴-۲۱: انواع سیکلون و قسمت‌های مختلف آن [۶۳]

### ۳- شستشودهنده‌های و نچوری<sup>۱</sup>

این وسیله که دارای ساختمانی براساس شکل (۴-۲۲) می‌باشد، کاربرد زیادی دارد و اغلب بعد از سیکلون یا غبارگیر استفاده می‌شود. در برخی از گزارش‌ها کار این دستگاه را به اندازه‌ای مفید ارزیابی کرده‌اند که از آن به عنوان آخرین مرحله تصفیه گاز استفاده شده و در نتیجه رسوب‌دهنده‌های مغناطیسی بعد از آن حذف شده است [۶۴،۳]. گاز طبق شکل (۴-۲۲) از قسمت بالا وارد دستگاه شده و در گلوگاه دستگاه، جایی که سطح مقطع کمترین مقدار است، آب تحت دو زاویه مختلف با فشار پاشیده می‌شود. در نتیجه این کار، گاز سرد شده و فشار گاز در اثر سرد شدن کاهش شدیدی می‌یابد در نتیجه ذرات غبار موجود در گاز، مرطوب شده و رسوب می‌کنند. یکی از سیستم‌های پاشش آب با زاویه ۹۵ درجه و فشار کم و دیگری با زاویه ۱۱۰ درجه نسبت به جهت جریان گاز و با فشار زیاد کار می‌کند. پوشش جدارهای این دستگاه از موادی است که در مقابل سایش (خوردگی سایشی) مقاوم باشند. گازها پس از عبور از دستگاه وارد محفظه جداسازی آب می‌شود و از آنجا گازها برای مراحل بعدی هدایت می‌شوند. این دستگاه می‌تواند مواد جامد موجود در گاز را تا ۰/۱ گرم در متر مکعب کاهش دهد.

#### ۴- برجهای شستشوی ساکن<sup>۱</sup>

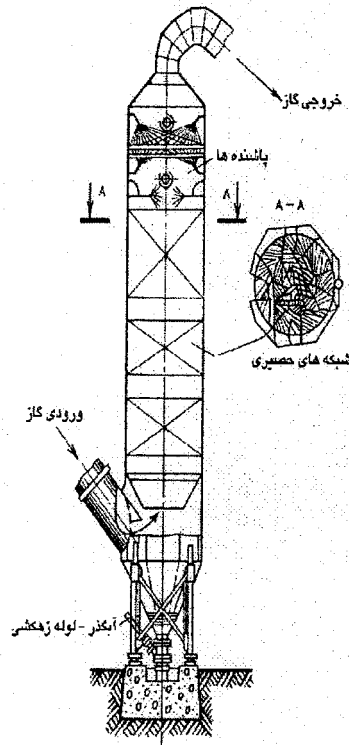
این برجها به شکل‌های مختلفی وجود دارند که روش کار تمامی آنها یکسان است. در این برجها، گاز کوره بلند در داخل یک محفظه استوانه‌ای، از طرف پایین به بالا حرکت می‌کند. در مسیر حرکت گاز در محفظه استوانه‌ای، دوشهای مختلف آب قرار گرفته که باعث جدا شدن ذرات گرد و غبار از گاز می‌شوند. ممکن است چند صفحه مشبک از جنس چدن یا مواد سرامیکی به نام لایه‌های حصیری در داخل برج در فواصل مشخصی قرار داشته باشد. هر چه تعداد این لایه‌ها بیشتر باشد، درصد خلوص گاز بیشتر خواهد بود اما افت فشار گاز نیز بیشتر خواهد شد. بنابراین تعداد لایه‌ها محدود می‌باشد (۳ یا ۶ عدد). حجم آب ورودی در این برجها، ۲/۵ تا ۵ لیتر برای یک متر مکعب گاز است. شکل (۴-۲۳) نمایی از این دستگاه را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۲۲: دستگاه شست‌دهنده و نچوری برای تصفیه گاز کوره بلند [۳]

## ۵- دزانتگراتور

در حقیقت دستگاه تهویه‌ای (ونتیلاتور<sup>۱</sup>) است که در آن آب پاشیده می‌شود و آب و گاز به خوبی با هم مخلوط می‌شوند. در اثر نیروی گریز از مرکز، گرد و غبار شسته شده و بر روی جداره دستگاه می‌نشینند. شبیه بیشتر ماشینهای گریز از مرکز، در این دستگاه نیز در داخل یک پوسته، یک دیسک که دارای پره یا شیارهایی است توسط یک محور افقی با سرعت ۵۰۰ تا ۷۰۰ دور در دقیقه دوران می‌کند. در لبه‌های محیطی دیسک نیز میله‌هایی نصب شده که در موقع چرخش دیسک از بین میله‌های ثابت که به بدنه دزانتگراتور محکم شده‌اند، عبور می‌کنند. گاز توسط لوله‌هایی به مرکز دیسک وارد می‌شود. در اثر حرکت سریع دیسک، میله‌ها آب را بصورت ذرات ریز در آورده و با گاز مخلوط می‌کنند و محصولی بصورت مه به وجود می‌آید. غبار مخلوط شده با ذرات آب، بوسیله نیروی گریز از مرکز به دیواره بدنه دزانتگراتور برخورد کرده و به پایین می‌چکد و بوسیله لوله‌های خروجی به خارج هدایت می‌شود. مصرف انرژی در این دستگاهها زیاد بوده و قدرتی معادل ۴۰۰ تا ۵۰۰ اسب بخار لازم دارد. حجم ورودی گاز در این دستگاه در حدود ۱۰۸۰ مترمکعب در دقیقه است.



شکل ۴-۲۳: برج شستشوی ساکن برای تصفیه گاز کوره بلند [۶۴، ۶۵]

### ۶- فیلترهای تصفیه خشک گاز

در این روش، گاز کوره بلند از داخل صافی‌هایی از جنس کتان، پشم، پشم شیشه، آزبست و... عبور می‌کند. معمولاً دستگاه تصفیه از تعدادی کیسه یا بسته‌های کتانی تشکیل شده که هوا توسط ونتیلاتور وارد آنها شده و شبیه دستگاه جارو برقی، گرد و غبار گاز کوره بلند در دیواره این کیسه‌ها رسوب می‌کند. به تدریج که ضخامت لایه گرد و غبار در دیواره صافی افزایش یافت، اختلاف فشار داخل و خارج کیسه بیشتر می‌شود. وقتی این اختلاف فشار به مقدار مشخصی رسید (مثلاً ۱۵۰ میلیمتر آب) جریان گاز را متوقف می‌کنند و با تکان دادن و معکوس کردن جریان به مدت کوتاه (حدود ۱۰ ثانیه)، گرد و غبار جمع شده داخل کیسه‌ها را تخلیه می‌نمایند. گازی که توسط این دستگاه تصفیه می‌شود بایستی دارای شرایط زیر باشد:

۱- دمای گاز در حدی نباشد که به کیسه‌ها آسیب برساند.

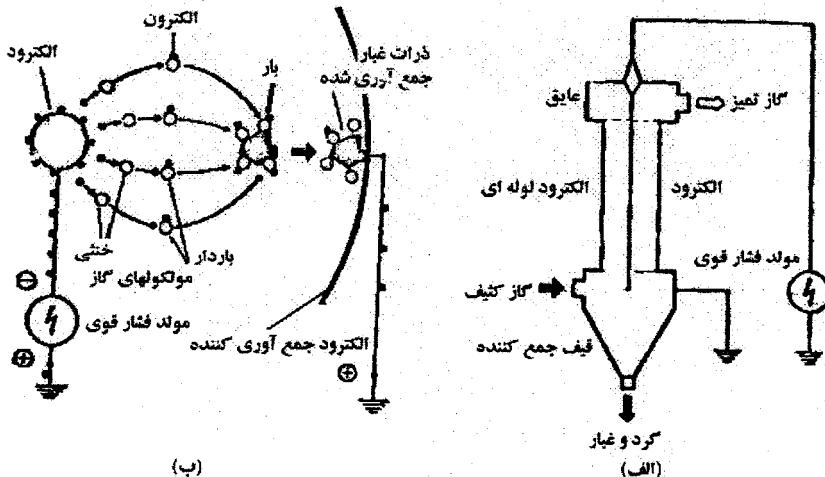
۲- دمای گاز کوره بلند آن قدر کم نباشد که منجر شود رطوبت گاز در داخل کیسه‌ها تقطیر شود و باعث بسته شدن منافذ کیسه شود.

بنابراین همیشه همراه با این دستگاه، یک سیستم کنترل دما شامل یک قسمت سردکننده و یک قسمت گرم‌کننده گاز وجود دارد. ظرفیت دستگاه توسط تعداد کیسه‌ها و ابعاد آنها (یعنی سطح فیلتر کردن) تعیین می‌شود. مثلاً برای تصفیه ۱۰۰۰ متر مکعب گاز در یک ساعت، تقریباً ۲۳ متر مربع صافی لازم است. بعبارت دیگر، برای کارگاهی که حجم ورودی گاز کوره بلند در آن مثلاً ۵۰۰۰۰ متر مکعب در ساعت است، نیاز به واحدی شامل ۱۵ قسمت است که هر قسمت دارای ۴۰ کیسه به ارتفاع ۳ متر و قطر ۲۰ سانتیمتر باشد. مصرف انرژی در این دستگاهها زیاد نیست و حدود ۳/۵ کیلووات ساعت برای ۱۰۰۰ متر مکعب گاز می‌باشد. با اینکه این روش در تصفیه گاز کوره بلند استفاده نمی‌شود، لکن در سایر صنایع تا حدودی کاربرد دارد.

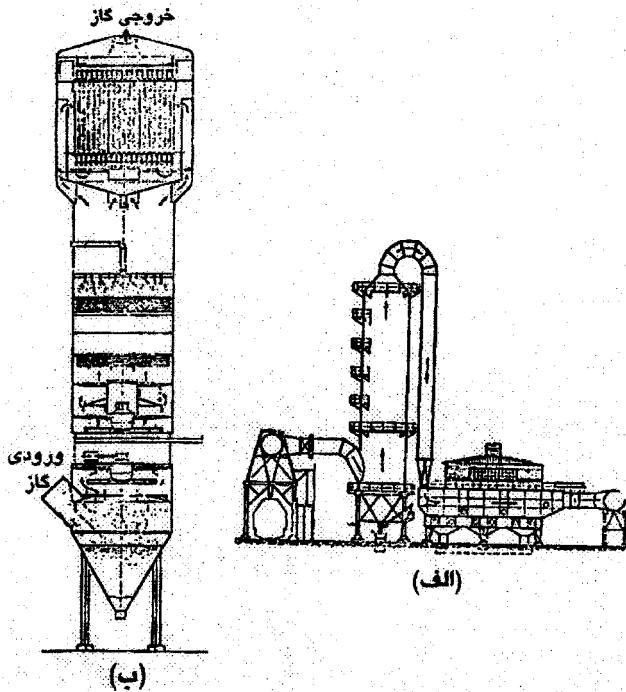
#### ۷- دستگاههای رسوب‌دهنده الکتریکی یا الکتروفیلترها

این دستگاه تصفیه گاز، اولین بار توسط دکتر کاترل<sup>۱</sup> در سال ۱۹۱۵ اختراع شد و در سال ۱۹۳۵ مصرف آن متداول گردید. بطوریکه از این سال به بعد اکثر کوره بلندها از این دستگاه برای تصفیه گاز خروجی استفاده کردند [۳، ۶۶]. در این روش از یونیزه کردن ذرات جامد در یک میدان الکتریکی شدید و جذب ذرات باردار استفاده می‌شود. براساس شکل (۴-۲۴)، در محور یک استوانه، مفتول نازکی قرار دارد که بین مفتول و استوانه اختلاف پتانسیل زیادی ایجاد می‌کنند (حدود ۵۰ تا ۱۰۰ کیلووات) تا مولکولهای گاز درون استوانه یونیزه شوند. یونهای گازی به اطراف ذرات جامد چسبیده و آنها را به طرف قطب مخالف می‌برند. در این مثال مفتول نازک، الکتروود یونیزه‌کننده و جداره استوانه، الکتروود جمع‌کننده است. ذرات باردار در برخورد با آند یا الکتروود جمع‌کننده، بار خود را از دست می‌دهند و در نتیجه ذرات جامد روی آند رسوب می‌کنند. تصفیه الکتریکی گاز ممکن است به دو صورت خشک و مرطوب انجام شود. در روش دوم، گاز مورد تصفیه ابتدا سرد و مرطوب می‌شود. از آنجا که رطوبت، یونیزاسیون را آسان می‌کند، روش مرطوب مؤثرتر خواهد بود اما مصرف انرژی بیشتر و سرمایه‌گذاری اولیه بیشتری نیاز است.

دستگاههای تصفیه الکتریکی خشک معمولاً از تعداد زیادی واحدهای تولیدکننده میدان الکترواستاتیک تشکیل شده است. هر واحد شامل یک الکتروود یونیزه کننده می باشد که از سیمی به مقطع ۲ تا ۵ میلیمتر تشکیل شده است و یک لوله به قطر ۲۰ تا ۳۰ سانتیمتر کار الکتروود جمع کننده را انجام می دهد. در این دستگاهها به نوبت و پس از مدت زمان مشخص، جریان بخشی از دستگاه قطع می شود تا گرد و غبار رسوب شده در دیواره لوله ها تخلیه و جمع آوری می شود. در روش تصفیه الکتریکی مرطوب ابتدا گاز را با عبور دادن از برجهای شستشو سرد و مرطوب می کنند و سپس از دستگاه تصفیه الکترواستاتیک عبور می دهند. در این روش تمیز کردن و جدا کردن ذرات گرد و غبار از دیواره لوله های جمع کننده، توسط جریان یک لایه نازک آب بر روی جداره لوله ها انجام می گیرد (شکل ۴-۲۵). ظرفیت فیلترهای الکتریکی متوسط حدود ۸۰۰۰۰ متر مکعب گاز در ساعت می باشد. مصرف انرژی الکتریکی در این روش حدود ۰/۳ تا ۰/۷ کیلووات ساعت برای ۱۰۰۰ متر مکعب گاز می باشد و مصرف آب نیز بسیار کم است. بنابراین بعلت مصرف کم انرژی، آب و بازدهی زیاد، روش های تصفیه الکتریکی طرفدار بیشتری نسبت به سایر روشها دارد.

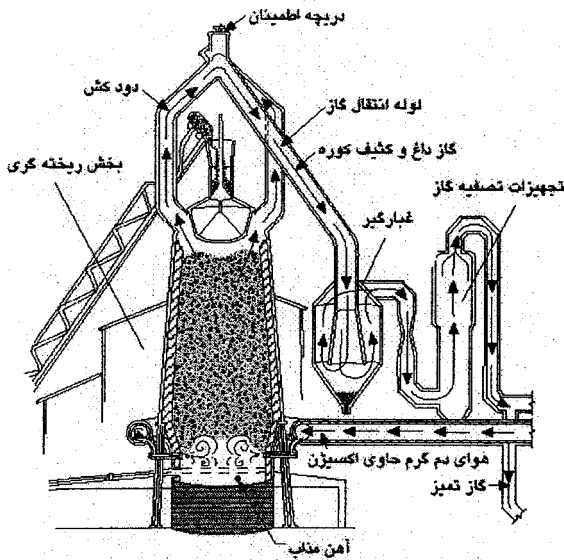


شکل ۴-۲۵: اجزاء اصلی برای تصفیه گاز به روش الکترواستاتیک (ب) اصول تصفیه به روش الکترواستاتیک [۶۳]



شکل ۴-۲۵: الف) نمونه‌ای از فیلتر الکتریکی ب) مقطع فیلتر الکتریکی مرطوب [۶۴]

در خاتمه یادآوری می‌شود که درجه یا مقدار تصفیه گاز کوره بلند بستگی به دستگاه مصرف‌کننده گاز دارد. مثلاً در برجهای گرم‌کننده، گاز باید کمتر از چند صدم گرم در مترمکعب گرد و غبار داشته باشد در حالیکه برای مصرف گاز کوره بلند در ماشین‌های احتراق داخلی یا بویلرها، باید گاز تا کمتر از چند هزارم گرم در متر مکعب تمیز شود. در انتها چرخه گردش هوا و گاز در کوره بلند به همراه تجهیزات تصفیه گاز و ورود و خروج مواد اولیه و محصولات در شکل (۴-۲۶) نشان داده شده است تا موقعیت این تجهیزات در کنار کوره بلند مشخص شود.



شکل ۴-۲۶: تجهیزات تصفیه گاز، ورود و خروج گاز، مواد اولیه و محصولات به دورن کوره بلند [۳]

#### ۴-۵) منطقه تخلیه مذاب و تجهیزات آن

سطح یا طبقه‌ای از کوره که مجاری تخلیه مذاب و سرباره در آن سطح واقع است به نام منطقه تخلیه مذاب خوانده می‌شود. کلیه عملیات مربوط به تخلیه مذاب و سرباره و هدایت آنها به واگنهای حمل در این طبقه انجام می‌شود. همانطور که گفته شد بیشتر کوره‌های با ظرفیت کم و متوسط شامل دو مجرای خروج سرباره و یک مجرای خروج مذاب هستند ولی در کوره‌های بزرگتر ممکن است مجرای خروج مذاب نیز دو عدد یا بیشتر باشد. شکل و ساختمان مجرای خروج مذاب در بخشهای قبل بررسی شد. بایستی توجه کرد که معمولاً در اطراف مجرای خروج مذاب، از خنک کننده‌های آبی استفاده نمی‌کنند زیرا سوراخ شدن احتمالی آن باعث انفجار خواهد شد.

#### ۴-۵-۱) بستن مجرای خروج مذاب

مجرای خروج مذاب را پس از تخلیه چدن خام، توسط گلوله‌هایی از خمیر خاک رس همراه با ۱۰ تا ۲۰ درصد پودر کک مسدود می‌کنند. این گلوله‌ها، توسط دستگاهی به نام توپ ملات نسوز، به داخل مجرای خروج مذاب فرستاده می‌شود. این دستگاهها ممکن

است مانند شکل (۴-۲۷) توسط یک پیستون که با نیروی بخار کار می‌کند، عمل شلیک گلوله را درون مجرای مذاب انجام دهند و یا شبیه شکل (۴-۲۸) توسط یک پیچ حلزونی، مواد مسدودکننده را به داخل مجرا بفرستند. توپ‌های الکتریکی ملات نسوز، امروزه بیشتر از نوع اول ساخته می‌شوند که با نیروی محرکه الکتریکی کار می‌کنند. برای اینکه هنگام بستن مجرای مذاب خطری ایجاد نشود، کار با توپ مسدودکننده مجرا بوسیله کنترل از راه دور انجام می‌شود. هنگام مسدود کردن مجرای مذاب، نه تنها بایستی کانال مجرا از مخلوط نسوز انباشته گردد، بلکه لازم است که خاک نسوز وارد قسمت داخلی کوره شده و قسمتی از آجرچینی اطراف مجرای مذاب را که در هنگام باز کردن صدمه دیده پوشاند. برای این کار می‌بایست ملات نسوز با فشاری معادل با فشار داخلی کوره توسط توپ الکتریکی وارد مجرای مذاب شود. در هنگام شلیک ملات نسوز به داخل مجرای آهن، دستگاه‌های مشخصی از عقب‌نشینی توپ جلوگیری می‌کند و معمولاً لوله توپ به مدت مشخص (مثلاً نیم ساعت) در جلوی مجرای مذاب باقی می‌ماند تا ملات خشک شده و به اصطلاح خود را بگیرد.

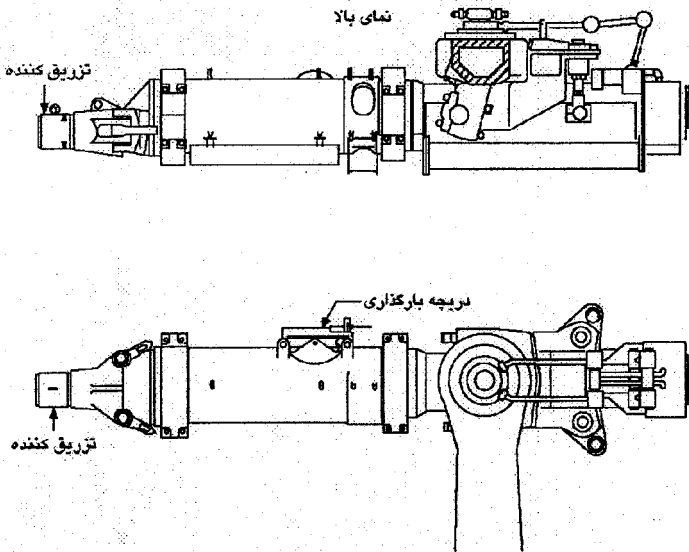
در ترکیب ملات نسوز، همانطور که گفته شد از مخلوط‌های خاک رس و پودر کک استفاده می‌کنند. در عین حال هر کارخانه‌ای ممکن است درصد مشخصی از این دو ماده را ترجیح دهد و یا مواد دیگری چون پودر شاموت و قیر با درجه نرم شدن زیاد به میزان حدود ۱۰ درصد همراه با خاک رس و کک استفاده کنند.

#### ۴-۵-۲) باز کردن مجرای چدن خام مذاب

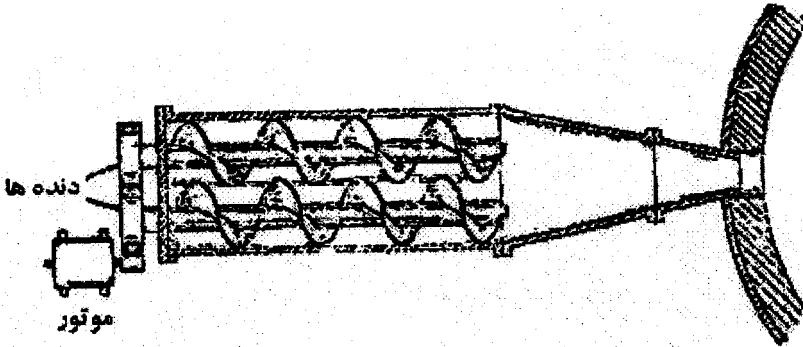
باز کردن مجرای مذاب چدن خام، معمولاً در دو مرحله انجام می‌شود. ابتدا توسط یک مته بادی یا الکتریکی براساس شکل (۴-۲۹)، ملات نسوزی را که قبلاً درون مجرا گذاشته‌اند، سوراخ می‌کنند و تا نزدیکی جدار داخلی کوره پیش می‌روند. در مرحله دوم از یک لوله دم‌ش اکسیژن استفاده می‌کنند. لوله دم‌ش اکسیژن، یک لوله فولادی به طول تقریبی ۱۲ متر است که گاز اکسیژن به داخل آن فرستاده می‌شود. لوله اکسیژن را داخل مجرای مذاب می‌کنند و در این حال سرباره‌ای که جدار کوره و جلوی مجرای مذاب را گرفته، با اکسید آهن حاصل از سوختن لوله فولادی ترکیب شده و سیالیت لازم را پیدا می‌کند و کم‌کم خارج می‌شود در نتیجه مجرا باز می‌گردد. پس از باز شدن مجرا، چدن

مذاب با فشار زیاد خارج می‌شود البته مقداری سرباره نیز ممکن است همراه آن خارج شود. چدن مذاب از طریق کانالهایی به داخل پاتیل‌های مذاب هدایت می‌شود و در عین حال سرباره همراه با مذاب نیز گرفته می‌شود.

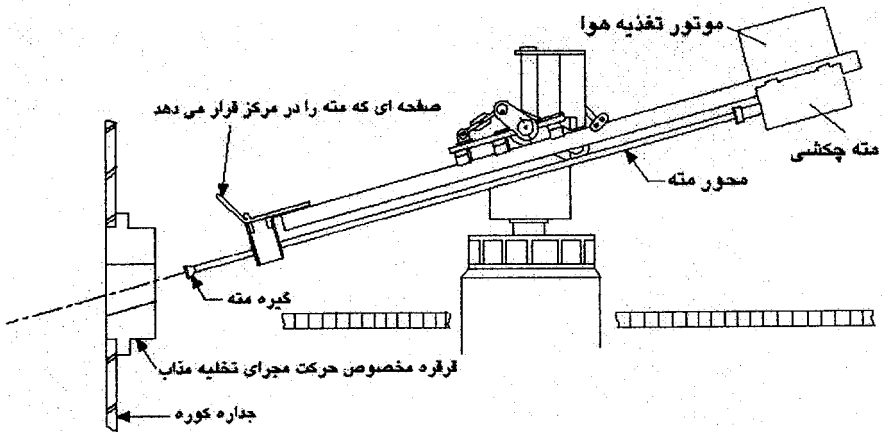
مجرای خروج سرباره بطور کامل بوسیله آب خنک می‌شود و معمولاً از سه سردکننده مخروطی که در داخل هم قرار گرفته‌اند، تشکیل شده است. بستن مجرای خروج سرباره بوسیله ماشین مسدودکننده یا نگهدارنده براساس شکل (۴-۳۰) انجام می‌شود. قسمت جلوی اهرم اصلی دستگاه یک توپی (به شکل چوب پنبه) قرار دارد که کاملاً داخل مجرای سرباره می‌شود. توپی و اهرم اصلی بوسیله آب خنک می‌شوند. در گذشته مجرای خروج سرباره را با گلوله‌ای از گل رس که با دست به داخل مجرا پرتاب می‌کردند مسدود می‌نمودند. باز نمودن مجرای سرباره نیز آسان بوده و بوسیله میله نوک تیزی انجام می‌شود.



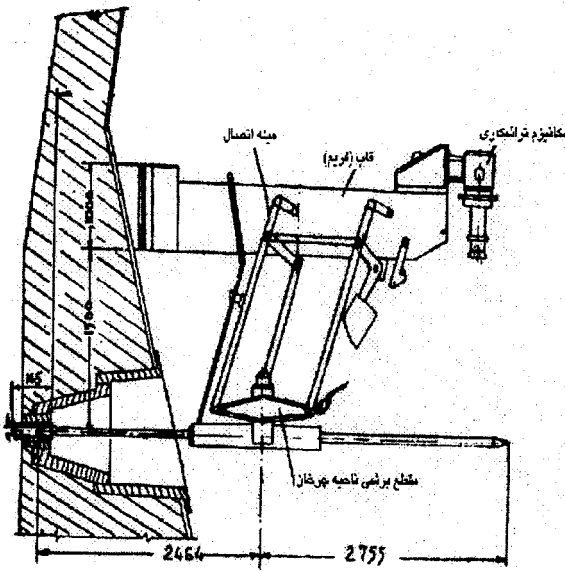
شکل ۴-۲۷: مدلی از توپ الکتریکی برای بستن مجرای مذاب در دو نما [۳]



شکل ۴-۲۸: نوع دیگر از توپ برای بستن مجرای مذاب [۳]



شکل ۴-۲۹: دستگاه بازکننده مجرای مذاب [۳]



شکل ۴-۳۰: دستگاه مسدودکننده مجرای خروج سرباره [۶۴]

#### ۴-۶) خنک کردن کوره بلند

برای اینکه عمر نسوز کوره بلند افزایش یابد، خنک کردن نسوزهای کوره بلند لازم است. ساده‌ترین راه برای خنک کردن پوسته خارجی و نهایتاً آجرچینی کوره، ریختن آب بر روی جوشن یا پوسته فلزی کوره بلند است. این روش امروزه فقط در مواقع اضطراری به کار می‌رود و معمولاً از سردکننده‌های داخلی استفاده می‌شود. برای سرد کردن بدنه یا تنوره کوره بلند، از خنک‌کننده‌های جعبه‌ای که ابعاد آن به اندازه آجر نسوز است و از جنس برنز، مس یا فولاد می‌باشد، استفاده می‌شود. این جعبه‌ها که در داخل آنها آب

جریان دارد، بصورت شطرنجی در داخل دیواره کوره بلند نصب می‌شود. دستگاههای سردکننده صفحه‌ای از صفحات چدنی تشکیل شده‌اند که داخل آنها لوله‌های فولادی بدون درز برای گردش آب قرار داده شده است (شکل ۴-۳۱). این صفحات با ابعاد و شکلهای مخصوص برای قسمت‌های مختلف کوره بلند ساخته می‌شوند. سردکننده‌های صفحه‌ای که در تنوره کوره بلند به کار می‌روند، براساس شکل (۴-۳۱)، دارای جریان آب افقی و عمودی است. در قسمت‌های بوته، شکم کوره بلند و ناحیه لوله‌های دم نیز از خنک‌کننده‌های صفحه‌ای استفاده می‌شود که نمونه‌ای از آنها در شکل (۴-۳۱) مشاهده می‌شود. کف بوته کوره بلند، یعنی زیر بلوکهای کربنی نیز توسط خنک‌کننده‌های صفحه‌ای یا لوله‌های هوا سرد می‌شود.

#### ۴-۷) نسوز کوره بلند

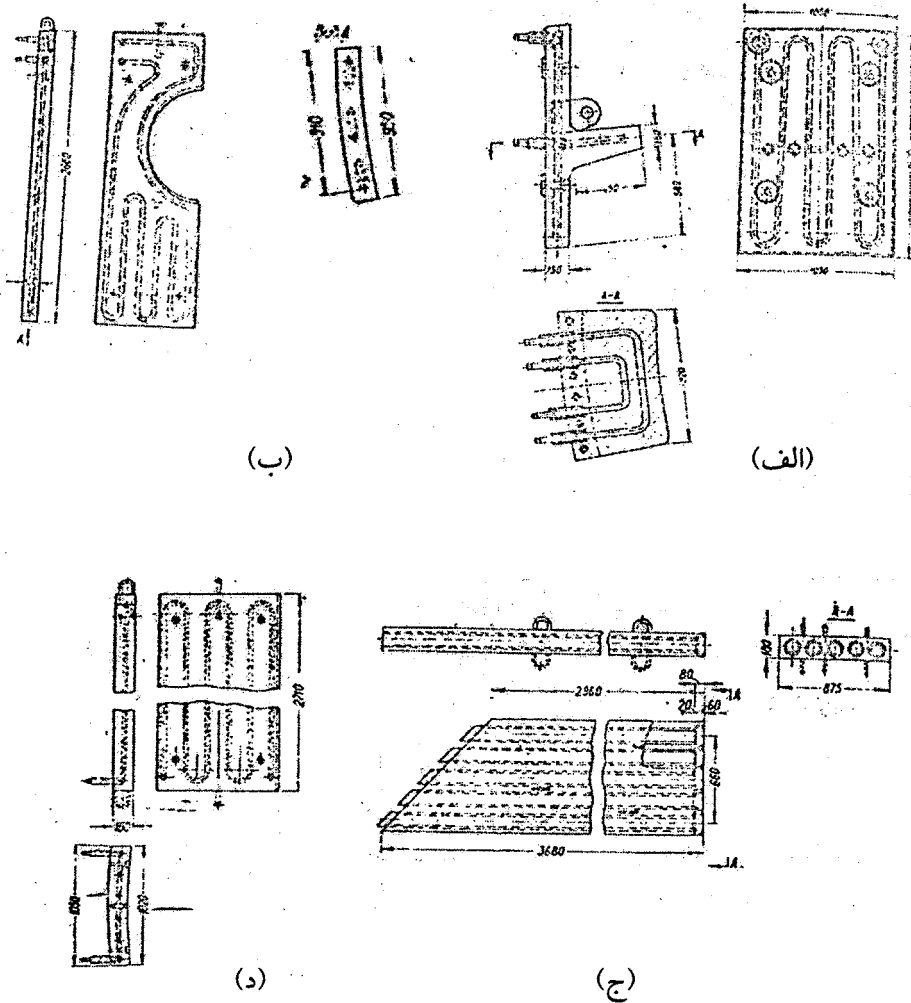
در بحث مواد دیرگداز، انواع مواد نسوز و خصوصیات آنها بررسی و مطالعه می‌شود بنابراین در این مبحث فقط به علل تخریب نسوزهای کوره بلند و شرایط خاص نسوزهای قسمت‌های مختلف کوره بلند و خصوصیات آنها، اشاره خواهد شد.

#### ۴-۷-۱) علل تخریب نسوزهای کوره بلند

علل عمده از بین رفتن و فرسایش نسوزها در داخل کوره بلند به قرار زیر است:

##### ۱- سایش و ضربه

نسوز کوره بلند، بخصوص در قسمت‌های بالا (گلو و خط بار) در اثر برخورد و تماس با مواد شارژ، تحت تأثیر نیروهای سایشی و ضربه قرار دارند. میزان تأثیر این نیروها در خراب شدن نسوز کوره بلند تابع شرایط فیزیکی بار کوره بلند و نحوه بارگیری می‌باشد. سایش نسوز اگر چه در قسمت‌های پایین کوره بلند کمتر است ولی خطرناک‌تر می‌باشد زیرا ایجاد خراش در نسوز کوره بلند در قسمت‌های زیر خط بار، باعث تشدید نفوذ تجزیه‌کننده‌هایی مانند اکسید کربن و قلیایی‌ها می‌شود.



شکل ۴-۳۱: الف) سردکننده‌های بدنه، ب) سردکننده ناحیه شیپورکها، ج) سردکننده‌های کف بلوکهای بوته، د) سردکننده‌های کناری بلوکهای بوته [۶۳]

۲- رسوب کربن

گاز CO در دمای بالا پایدارتر از گاز دی‌اکسید کربن است و هر چه دما کمتر شود، ترتیب پایداری برعکس می‌شود. بنابراین در کوره بلند در قسمت‌های بالای تنوره در اثر

کاهش دما، گاز CO طبق واکنش رسوب کربن تجزیه خواهد شد. در شرایط کوره بلند، این واکنش در دمای حدود ۵۰۰ درجه سانتیگراد رخ می‌دهد. عامل دیگری که در انجام واکنش رسوب کربن مؤثر است، وجود اکسید آهن است که بعنوان کاتالیزور عمل می‌کند. بنابراین واکنش بالا در حضور اکسید آهن، سریع‌تر انجام می‌شود. انجام واکنش رسوب کربن در سطح آجرهای نسوز کوره بلند، باعث رسوب کربن در منافذ آجرها همچنین روی سطح آجرها می‌شود. رسوب کربن و بلوری شدن آن باعث ایجاد انبساط در آجرها می‌شود در نتیجه باعث ترک خوردن و تجزیه آجر می‌شود. معمولاً مقاومت آجر و مصالح نسوز را در مقابل رسوب کربن توسط عبور دادن جریان گاز CO از روی آجر در دمای حدود ۴۵۰ درجه سانتیگراد و اندازه‌گیری زمان لازم جهت تجزیه آن تعیین می‌کنند. این آزمایش با استانداردهای مختلف انجام می‌شود. روشهای دیگری هم برای تعیین مقاومت آجر و یا حساسیت آجر نسبت به رسوب کربن، وجود دارد. در روش دیگر، از درون استوانه‌ای که شامل آجر نسوز خرد شده است به مدت ۴ ساعت گاز CO در دمای ۴۵۰ درجه سانتیگراد عبور می‌دهند و وزن گاز دی‌اکسید کربن خارج شده از استوانه را که مقیاسی از رسوب کربن و خوردگی آجر است، اندازه‌گیری می‌کنند. با توجه به آنچه گفته شد، برای اینکه آجر نسوز یا آستر کوره بلند در مقابل رسوب کربن مقاوم باشد بایستی اولاً کاملاً متراکم با قابلیت نفوذپذیری کم باشد، ثانیاً عاری از مواد آهن‌دار باشد و ثالثاً خوب پخته شده باشد.

### ۳- بخارهای فلزات قلیایی

چنانچه در بار کوره بلند ترکیبات قلیایی که دمای تبخیر پایین دارند وجود داشته باشند، در قسمت‌های پایین کوره بخار می‌شوند و در قسمت‌های بالای کوره هنگام نفوذ در داخل آجرها مجدداً متبلور می‌شوند. این عمل که همراه با تشکیل ترکیباتی مانند نفلین<sup>۱</sup> یا کالیوفیلیت<sup>۲</sup> در آجر نسوز است، باعث ترک برداشتن و تجزیه آجر می‌شود. از جمله مواد مضر در کوره بلند روی و سرب است. روی و سرب در قسمت‌های گرم کوره بخار شده و در قسمت‌های سرد ضمن نفوذ به داخل آجرها اکسید و منجمد می‌شوند. اکسیداسیون این مواد در داخل منافذ آجر نسوز همراه با افزایش حجم است که باعث

1- Nepheline

2- Kaliophilite

متلاشی شدن آجر می‌شود. جدول (۴-۴) تأثیر مقادیر بسیار کم قلیایی‌ها را که بصورت RO یا  $R_2O$  در جدول آمده است، بر روی نقطه ذوب آجرهای نسوز آلومینایی و آجرهای سیلیکاتی دارای ۴۰ درصد آلومینا نشان می‌دهد.

#### ۴- تأثیر سرباره

با توجه به بازیسته سرباره در کوره بلند، بایستی مواد نسوزی که در تماس با سرباره هستند بصورتی انتخاب شوند که با سرباره واکنش شیمیایی انجام ندهند. در این رابطه باید تأثیر خاکستر کک را در ناحیه لوله‌های دم در نظر داشت.

#### ۵- دما

تنها نسوز ناحیه احتراق و بوته کوره بلند است که در دماهای بالا کار می‌کند در نتیجه نسوزهای این ناحیه بایستی نقطه خمیر شدن بالایی داشته باشد.

جدول ۴-۴: تأثیر قلیایی‌ها بر روی درصد مذاب و دمای یوتکتیک آجرهای نسوز آلومینوسیلیکاتی [۶]

| نسوزها                | دمای یوتکتیک C | درصد $R_2O$ یا RO | درصد مذاب |
|-----------------------|----------------|-------------------|-----------|
| $K_2O-Al_2O_3-SiO_2$  | ۹۸۵            | ۲                 | ۲۳        |
|                       |                | ۱                 | ۱۰/۳      |
| $Na_2O-Al_2O_3-SiO_2$ | ۱۰۴۰           | ۲                 | ۲۶        |
|                       |                | ۱                 | ۱۲/۶      |
| $CaO-Al_2O_3-SiO_2$   | ۱۳۴۵           | ۲                 | ۲۰        |
|                       |                | ۱                 | ۹/۵       |
| $MgO-Al_2O_3-SiO_2$   | ۱۴۴۰           | ۲                 | ۲۱        |
|                       |                | ۱                 | ۱۱/۱      |

#### ۴-۷-۲) خصوصیات نسوز مناطق مختلف کوره بلند

خصوصیات نسوز قسمت‌های مختلف کوره بلند را با توجه به شرایط کار آن ناحیه می‌توان به شرح زیر تقسیم‌بندی نمود:

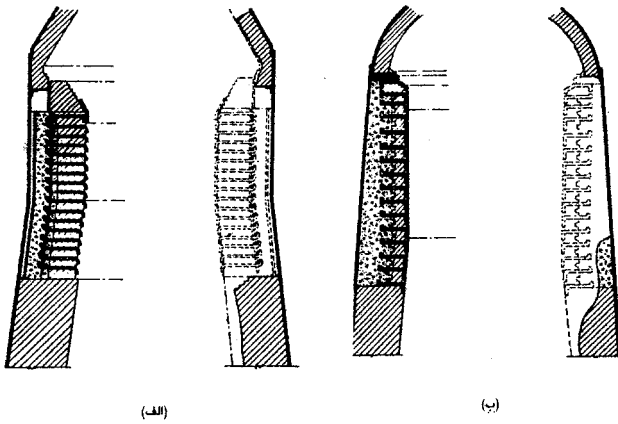
#### الف) گلوی کوره تا خط بار

این ناحیه، تحت تأثیر نیروهای ضربه‌ای و سایشی شدید قرار دارد. عامل مخرب دیگری که در این ناحیه وجود دارد، رسوب کربن می‌باشد. به منظور جلوگیری از اثرات مضر

ضربه و سایش، نسوز گلوی کوره بلند، با صفحات فولادی مقاوم به سایش پوشیده و تجهیز می‌شود. اما این صفحات کاتالیزور مناسبی برای واکنش رسوب کربن می‌باشند. به منظور کم کردن این اثر، می‌توان صفحات مزبور را پوشش داد یا از عملیات ماسه‌زنی استفاده کرد. طراحی دهانه کوره نیز سهم بسزایی در خوردگی و سایش دیواره‌ها دارد. شکل (۴-۳۲) دو نوع دهانه را در حالت ابتدایی و پس از فرسایش نشان می‌دهد. مسئله دیگری که در نسوز این ناحیه از کوره ممکن است رخ دهد، رسوب فلزاتی مثل روی و سرب در داخل نسوز است که باعث انهدام آنها می‌شود. شکل (۴-۳۳) و جدول (۴-۵)، به ترتیب یک آجر نسوز ترک خورده را در گلوی کوره بلند و آنالیز شیمیایی مناطق گوناگون آجر مزبور را نشان می‌دهند. اگرچه تخریب قلیایی‌ها در قسمت‌های پایین تنوره کوره بلند چشمگیرتر می‌باشد، ولی تا حدود خط بار نیز تأثیر قلیایی‌هایی مانند اکسیدهای سدیم و پتاسیم و... بر روی نسوزها مشاهده شده است.

#### ب) بدنه کوره یا تنوره

تنوره کوره بلند فعالترین محل برای واکنش رسوب کربن است. با توجه به اینکه این واکنش به دما وابسته است و در دمای حدود ۴۵۰ درجه سانتیگراد بیشترین سرعت را دارد، بنابراین واکنش مزبور برحسب فاصله از خط بار می‌تواند در مقاطع و ضخامت‌های مختلف از نسوز تنوره کوره بلند رخ دهد. مثلاً در قسمت‌های پایین تنوره کوره بلند، بیشترین رسوب کربن در مناطقی از دیواره نسوز که نزدیک به جوشن است رخ می‌دهد در حالیکه در قسمت‌های بالای تنوره، رسوب کربن بیشتر در آجرهای نزدیک به داخل کوره و در سطح داخلی کوره بلند رخ می‌دهد. بنابراین، خسارت مربوط به رسوب کربن در تمام طول تنوره و در تمام ضخامت دیواره کوره بلند وارد می‌شود.



شکل ۴-۳۲: نحوه فرسایش نسوز در دو نوع دهانه مختلف، پیش از فرسایش (سمت چپ)، پس از فرسایش (سمت راست) [۶]



شکل ۴-۳۳: تصویری از یک آجر نسوز ترک خورده در ناحیه گلوگاه کوره بلند [۶]

در کوره‌های جدید که دیواره تنوره بوسیله جعبه‌های آب سرد می‌شود مسئله ذکر شده در بالا وجود ندارد. دو سوم پایین تنوره کوره بلند حساس‌ترین ناحیه برای فعالیت و خسارت ناشی از قلیایی‌ها است. در نسوزهای تخریب شده که از این نواحی بدست آمده گاهی تا ۳۰ درصد عناصر قلیایی مشاهده شده است. واکنش عناصر قلیایی با نسوز دیواره کوره بلند باعث تشکیل ترکیبات سه‌تایی در قشر سطحی آجر شده (ترکیباتی با دمای اوتکتیک پایین) که خود باعث ایجاد پوسته‌ای با مقاومت کم به ضخامت چند سانتیمتر در سطح نسوز می‌شود. بنابراین، به نظر می‌رسد فرسایش نسوز در قسمت تنوره بیشتر بعلت تراشه شدن یا پوسته شدن قشر مذکور باشد. با توجه به آنچه گفته شد نسوز کوره بلند در قسمت تنوره یا بدنه باید نسبت به رسوب کربن و قلیایی‌ها مقاوم باشد. بنابراین باید کاملاً

متراکم بوده و نفوذپذیری کمی نسبت به گازها داشته باشد. آجرهای نسوز در این قسمت باید حاوی حداقل مقدار آهن باشد زیرا وجود آهن در نسوز، واکنش رسوب کربن را تسریع می‌کند. نسوزی که در این قسمت استفاده می‌شود معمولاً رسی بوده و دارای ۳۹ تا ۴۲ درصد آلومینا می‌باشد. حتی از نسوزهایی با بیش از ۴۲ درصد آلومینا هم استفاده شده است. اطلاعاتی در رابطه با ترکیب شیمیایی و خصوصیات فیزیکی و مکانیکی انواع نسوزهای مورد مصرف در صنایع آهن و فولاد در جدولهای (۴-۶) و (۴-۷) آمده است. جدول (۴-۸) مشخصات فیزیکی و شیمیایی انواع مختلف آجرهای نسوز رسی (آلومینا سیلیکاتی) را که در کوره بلند استفاده می‌شود، نشان می‌دهد.

جدول ۴-۵: آنالیز شیمیایی مناطق مختلف آجر نسوز نشان داده شده در شکل (۴-۳۳) [۶]

| ۱/۲۵  | ۱/۲۵-۶/۲۵ | ۶/۲۵-۱۵ | ۱۵-۲۵ | فاصله از ناحیه داغ (سانتیمتر)  |
|-------|-----------|---------|-------|--------------------------------|
| ۳/۴   | ۳/۱۹      | ۲/۵۷    | ۱/۷۵  | FeO                            |
| -     | ۰/۴۶      | ۱/۲۶    | ۱/۴۹  | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> |
| ۳۶    | ۳۶        | ۴۱/۷    | ۴۴    | SiO <sub>2</sub>               |
| ۲۴/۸۴ | ۲۶/۸      | ۲۸/۸۶   | ۳۴/۲۴ | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> |
| ۱/۴   | ۱/۲       | ۰/۴     | ۰/۸   | CaO                            |
| ۰/۵۶  | ۰/۵۷      | ۰/۳۶    | ۰/۷۲  | MgO                            |
| ۵/۹۸  | ۵/۰۲      | ۰/۸۷    | -     | Pb                             |
| ۰/۵۳  | ۰/۴۳      | ۱/۰۷    | ۰/۸   | ZnO                            |
| ۲۰/۹۳ | ۲۰/۷۲     | ۱۳/۲۴   | ۱۱/۶۶ | کل مواد قلیایی                 |
| ۰/۲۵  | ۰/۱۲      | ۰/۹۴    | ۲/۶   | کربن                           |
| -     | ۱/۱۳      | ۲/۴     | -     | مواد فرار (به همراه کربن)      |
| ۱/۳۹  | ۱/۵۷      | ۲/۴۳    | ۲/۰۸  | TiO <sub>2</sub>               |

جدول ۴-۶: ترکیب شیمیایی انواع نسوزهای مورد مصرف در صنایع آهن و فولاد (۶۶)

| ترکیب شیمیایی (برصد)              |                |                  |                                |              |         |                                |           |           | نوع نسوز  |
|-----------------------------------|----------------|------------------|--------------------------------|--------------|---------|--------------------------------|-----------|-----------|---|
| کربن                              | مواد<br>قلیایی | TiO <sub>2</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaO          | MgO     | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | آلومین    | سلیس      |   |
| -                                 | ۰/۱            | ۰/۱              | ۰/۳-۲/۱                        | ۲/۲-۳/۴      | ۰/۱-۰/۲ | -                              | ۰/۱-۰/۴   | ۹۶/۴-۹۷/۴ | آجر سیلیسی  |
| -                                 | ۰/۱-۰/۴        | ۰/۱              | ۰/۴-۰/۷                        | ۲-۳/۵        | ۰/۱-۰/۲ | -                              | ۰/۶-۱/۲   | ۹۵/۵-۹۶/۵ | خلوص بالا<br>باطری کک<br>سازی   |
| -                                 | ۰/۶-۱/۲        | ۰/۲-۰/۵          | ۰/۵-۱/۶                        | ۰/۱-۱/۴      | -       | -                              | ۱/۸-۲/۸   | ۸۹/۶-۹۶/۱ | سنگ سیلیسی  |
| -                                 | ۰/۱-۰/۲        | -                | ۰-۰/۲                          | ۰-۰/۲        | -       | -                              | ۰/۱-۰/۲   | ۹۹/۶-۹۹/۸ | سیلیکا زوب<br>شده   |
| -                                 | ۰/۲-۰/۴        | ۰/۱-۱/۶          | ۰/۶-۲                          | ۰/۱-۰/۴      | ۰/۱-۰/۴ | -                              | ۱۸-۲۶/۹   | ۶۹/۶-۷۹   | آجر نیمه<br>سیلیسی  |
| -                                 | ۲/۴-۲/۶        | ۱/۷-۱/۸          | ۲/۷-۲/۱                        | ۰/۳-۰/۴      | ۰/۲-۱/۶ | -                              | ۳-۳۴      | ۵۸/۱-۶۱/۶ | آجرهای  |
| -                                 | ۳-۳/۴          | ۱/۶-۱/۹          | ۲/۸-۴/۳                        | ۰/۳          | ۰/۹-۱   | -                              | ۲۹-۳۶/۹   | ۵۲/۴-۶۲/۳ | شاموتی  |
| -                                 | ۳/۶-۴/۲        | ۱/۴-۱/۵          | ۲/۳-۵/۲                        | ۰/۲-۰/۵      | ۰/۵-۰/۸ | -                              | ۲۸-۳۰/۸   | ۶۰-۶۱/۳   | استوپر  |
| -                                 | ۰/۹-۴/۲        | ۱/۴-۲/۴          | ۱/۱-۲/۷                        | ۰/۲-۰/۴      | ۰/۲-۰/۶ | -                              | ۳۰/۶-۴۰/۶ | ۵۲/۴-۶۱   | نازل تخلیه فولاد  |
| -                                 | ۱/۸-۲/۱        | ۱-۲              | ۲/۳-۲/۴                        | ۰/۲-۰/۶      | ۰/۴-۰/۶ | -                              | ۲۵-۳۴     | ۵۳-۶۹     | آجر پاتیل   |
| -                                 | ۱-۲/۷          | ۱/۴-۱/۹          | ۱/۸-۴/۴                        | ۰/۲-۰/۴      | -       | -                              | ۲۵-۳۶     | ۵۶-۷۰     | آجر پاتیل   |
| -                                 | ۱/۵-۲/۶        | ۲-۳              | ۱/۶-۲/۵                        | ۰/۳-۰/۵      | -       | -                              | ۳۵-۴۰     | ۵۱-۵۹     | آجر پاتیل   |
| -                                 | ۰/۲-۱/۴        | ۲/۱-۲/۵          | ۰/۸-۲/۳                        | ۰/۱-۰/۵      | -       | -                              | ۴۰-۴۶     | ۵۰/۲-۵۴   | کاربردهای<br>درجه ۲<br>کاربردهای<br>متوسط<br>کاربردهای<br>درجه یک<br>کاربردهای عالی |
| -                                 | ۰/۸-۱/۳        | ۲/۲-۲/۴          | ۰/۹-۱/۶                        | ۰/۵-۰/۶      | ۰/۵-۰/۶ | -                              | ۴۷-۵۱     | ۴۴-۴۷     | آجرهای  |
| -                                 | ۰/۲-۱/۲        | ۱/۷-۳            | ۰/۹-۲/۷                        | ۰/۱-۰/۳      | ۰/۱-۰/۶ | -                              | ۵۸-۶۲     | ۳۷/۷-۳۷   | آلومینایی   |
| -                                 | ۰/۲-۱/۲        | ۲-۳/۳            | ۰/۹-۲/۴                        | ۰/۱-۰/۳      | ۰/۱-۰/۲ | -                              | ۶۸-۷۶/۷   | ۱۹/۴-۲۸   | ۵۰٪ آلومینا   |
| -                                 | ۰/۱-۰/۶        | ۲/۵-۳/۲          | ۰/۷-۱/۷                        | ۰/۱-۰/۲      | ۰/۱-۰/۲ | -                              | ۷۸-۸۶/۵   | ۸/۵-۱۷/۱  | ۶۰٪ آلومینا   |
| -                                 | ۰/۲-۰/۹        | ۰/۱-۲/۶          | ۰/۲-۱/۱                        | ۰/۱-۱/۹      | ۰/۱-۰/۲ | -                              | ۸۷/۵-۹۵/۸ | ۳-۱۰      | ۷۰٪ آلومینا   |
| -                                 | ۰/۱-۰/۳        | ۰-۰/۳            | ۰/۱-۰/۳                        | ۰/۱-۰/۲      | ۰-۰/۱   | -                              | ۹۷/۷-۹۹   | ۰/۴-۱/۱   | ۸۰٪ آلومینا   |
| -                                 | ۰/۲-۰/۶        | ۰/۱-۲/۸          | ۰/۱-۱/۴                        | ۰/۱-۰/۴      | ۰-۰/۱   | -                              | ۶۷/۵-۸۶/۵ | ۱۲/۴-۲۲/۳ | ۹۰٪ آلومینا   |
| -                                 | ۰/۳-۰/۴        | -                | ۰/۱-۰/۲                        | ۰/۱-۰/۲      | -       | -                              | ۹۳/۵-۹۹/۵ | ۰/۱-۱/۳   | مولیت<br>آلومینا زوب<br>شده   |
| خاک نسوز یا مونولیت های آلومینایی |                |                  |                                |              |         |                                |           |           |   |
| -                                 | ۰/۵-۱/۶        | ۲-۳              | ۱-۲/۵                          | ۰/۲-۰/۵      | -       | -                              | ۴۰-۴۵     | ۵۰-۵۵     | خمیرهای نسوز  |
| -                                 | ۰/۶-۲          | ۱/۴-۲/۸          | ۳/۱-۶/۸                        | -۱۶/۵<br>۵/۴ | -       | -                              | ۲۰-۴۰     | ۴۴-۷۴     | جرمهای<br>ریختنی<br>۱۰۹۵ °C   |
| -                                 | ۰/۶-۱/۵        | ۱/۵-۲/۱          | ۲-۵/۲                          | ۷/۶-۱۴       | -       | -                              | ۳۰-۴۰     | ۳۸-۴۶     | جرمهای<br>ریختنی<br>۱۲۳۰ °C   |
| -                                 | ۰/۶-۱/۲        | ۱/۶-۲/۶          | ۰/۵-۳/۶                        | ۴/۲-۶/۵      | -       | -                              | ۴۰-۵۲     | ۳۱-۴۵     | جرمهای<br>ریختنی<br>۱۴۸۰ °C   |

| ترکیب شیمیایی (درصد)     |           |                  |                                |          |           |                                |           |           | نوع نسوز                  |
|--------------------------|-----------|------------------|--------------------------------|----------|-----------|--------------------------------|-----------|-----------|---------------------------|
| کربن                     | مواد فلزی | TiO <sub>2</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaO      | MgO       | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | الومین    | سلیسیم    |                           |
| -                        | ۰/۱-۰/۴   | ۰/۱-۲/۶          | ۰/۱-۱/۳                        | ۲/۵-۵/۹  | -         | -                              | ۵۴-۹۶     | ۲-۲۲      | جرمهای ریختنی ۱۶۰۰°C      |
| -                        | ۰/۲-۱/۷   | ۰/۷-۲/۸          | ۰/۳-۲/۱                        | ۰/۱-۰/۴  | ۰/۱-۰/۴   | -                              | ۵۴/۱-۶۶   | ۲۸/۱-۴۱/۳ | خمیرهای نسوز کوبیدنی      |
| -                        | ۰/۲-۲/۶   | ۱/۶-۴/۱          | ۰/۹-۲/۴                        | ۰/۱-۰/۴  | ۰/۱-۰/۳   | -                              | ۶۶-۷۵/۵   | ۵/۸-۲۶/۲  | ۷۰٪ آلومینا               |
| -                        | ۰-۱/۲     | ۱/۶-۳/۱          | ۰/۳-۲/۸                        | ۰/۳-۲/۸  | ۰-۱/۲     | -                              | ۷۵/۸-۸۵/۱ | ۷/۲-۱۷/۲  | ۸۰٪ آلومینا               |
| -                        | ۰/۱-۰/۸   | ۰/۲-۲/۵          | ۰-۰/۹                          | ۰-۵/۴    | ۰-۰/۲     | ۲-۸                            | ۷۲/۳-۹۵   | ۰-۱۱      | ۹۰٪ آلومینا               |
| -                        | ۰-۰/۳     | -                | ۰/۱-۰/۵                        | -        | -         | -                              | ۹۷/۷-۹۹/۸ | ۰-۰/۳     | ۹۰٪ آلومینا               |
| -                        | ۰/۲-۱/۷   | ۲۰/۱-۲/۴         | ۰/۵-۱/۲                        | ۰/۱-۰/۲  | ۰/۱-۰/۳   | -                              | ۵۹/۷-۷۲/۹ | ۲۳/۸-۳۶/۴ | خمیرهای مولیتی            |
| آجرهای بازی              |           |                  |                                |          |           |                                |           |           |                           |
| -                        | -         | -                | ۰/۱-۲/۳                        | ۰/۶-۳/۸  | ۱۱/۷-۱۸/۳ | ۰/۱-۰/۹                        | ۰/۱-۱     | ۰/۴-۴/۵   | منیزیت زنده (پخته نشده)   |
| -                        | -         | -                | ۲/۳-۸/۴                        | ۰/۸-۱/۸  | ۴۹/۵-۸۲   | ۶/۱-۱۵                         | ۵/۵-۱۴/۱  | ۱/۸-۸/۳   | منیزیت - کرومیتی زنده     |
| -                        | -         | -                | ۲/۳-۱۱/۵                       | ۱-۱/۵    | ۶/۱۸-۸/۲۲ | ۶/۷-۱۷/۱                       | ۲/۵-۱۰    | ۱/۸-۴/۴   | منیزیت - کرومیتی پخته     |
| آجرهای کرومیتی - منیزیتی |           |                  |                                |          |           |                                |           |           |                           |
| -                        | -         | -                | ۴/۳-۱۰/۵                       | ۰/۶-۱/۱  | ۵۸/۸-۶۵/۵ | ۱۰/۳-۱۸/۱                      | ۶/۵-۱۰/۵  | ۱-۲/۵     | اتصال مستقیم              |
| -                        | -         | -                | ۹/۶-۱۰/۷                       | ۰/۶-۱/۱  | ۶۰-۶۴/۲   | ۱۶/۵-۱۸/۵                      | ۶/۶-۸/۴   | ۱/۵-۳     | منیزیت - کرومیتی متصلی    |
| -                        | -         | -                | ۹/۵-۱۱/۹                       | ۰/۸-۱/۱  | ۵۸/۸-۶۲   | ۱۷/۵-۱۸/۵                      | ۶/۹-۸/۱   | ۲-۳       | منیزیت - کرومیتی نوب شده  |
| -                        | -         | -                | ۸/۸-۱۱/۵                       | ۰/۷-۱/۴  | ۴۷-۴۹     | ۱۸/۸-۲۴/۴                      | ۱۷/۵-۲۲/۴ | ۳/۵-۵     | منیزیت - کرومیتی زنده     |
| -                        | -         | -                | ۸/۵-۱۴/۶                       | ۰/۷-۱/۴  | ۲۹/۵-۵۲/۵ | ۱۸/۱-۲۴/۵                      | ۸/۸-۲۶/۷  | ۳/۴-۵/۱   | منیزیت - کرومیتی پخته شده |
| -                        | -         | -                | ۱۲-۱۴/۶                        | ۰/۵-۰/۷  | ۱۸/۴-۲۲/۵ | ۲۹/۹-۳۲/۸                      | ۲۷/۴-۲۹/۱ | ۴/۹-۸/۳   | کرومیتی پخته شده          |
| -                        | -         | -                | ۰/۶-۹/۳                        | ۰/۹-۱/۴  | ۷۶/۵-۸۷   | ۰-۰/۹                          | ۱۰-۱۵/۹   | ۱/۷-۱/۹   | اسپینلی زنده یا پخته شده  |
| آجرهای بازی مونولیتیک    |           |                  |                                |          |           |                                |           |           |                           |
| -                        | -         | -                | ۳/۸-۱۴/۲                       | ۲/۱-۷/۲  | ۷۲/۵-۸۷/۵ | ۰/۱-۰/۴                        | ۱-۲/۸     | ۴/۴-۸/۱   | منیزیت طبیعی تکلیس شده    |
| -                        | -         | -                | ۰/۳-۱۰/۲                       | ۴/۵-۵۶/۹ | ۲۲/۵-۴۳   | -                              | ۰/۱-۱/۳   | ۰/۳-۶/۷   | دولومیت تکلیس شده         |
| -                        | -         | -                | ۰/۲-۰/۹                        | ۰/۷-۱/۲  | ۹۲/۱-۹۸/۴ | ۰-۰/۸                          | ۰/۲-۱/۴   | ۰/۶-۳/۲   | نسوز کوبیدنی کف           |
| -                        | -         | -                | ۱/۳-۱۳                         | ۰/۸-۴۲/۴ | ۴۷-۸۸/۵   | ۰/۱-۷/۸                        | ۰/۵-۸/۴   | ۴/۳-۱۳/۲  | نسوز تعمیری کف            |

| ترکیب شیمیایی (درصد) |                |                  |                                |         |           |                                |           |          | نوع نسوز                |
|----------------------|----------------|------------------|--------------------------------|---------|-----------|--------------------------------|-----------|----------|-------------------------|
| کربن                 | مواد<br>فلزاتی | TiO <sub>2</sub> | Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | CaO     | MgO       | Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | آلومین    | سینکس    |                         |
| -                    | -              | -                | ۰/۱-۰/۶                        | ۱۲-۲۱/۱ | ۱۱/۲-۲۴/۵ | ۲۴-۴۲/۴                        | ۱۱/۹-۳۵/۸ | ۵/۶-۱۴-۸ | خمیرهای کانه<br>کرومیتی |
| نسوزهای بازی         |                |                  |                                |         |           |                                |           |          |                         |
| ۴-۵                  | -              | -                | ۰/۲-۱/۱                        | ۵۰-۵۷   | ۲۸-۴۲     | ۰/۱-۰/۳                        | ۰/۱-۰/۶   | ۰/۳-۱    | دولومیتی کم<br>فلاکس    |
| ۴-۵                  | -              | -                | ۰/۳-۱/۵                        | ۳۵-۳۸   | ۶۰-۶۶     | ۰-۰/۳                          | ۰/۲-۰/۶   | ۰/۵-۱/۵  | دولومیت -<br>منیزیت     |
| ۲-۵                  | -              | -                | ۰/۱-۳                          | ۰/۶-۶/۲ | ۸۸/۱-۹۸/۱ | ۰-۰/۴                          | ۰/۲-۱     | ۰/۵-۳/۸  | منیزیتی                 |
| ۵-۲۰                 | -              | -                | ۰/۱-۰/۸                        | ۰/۷-۲/۲ | ۹۴-۹۹     | ۰-۰/۱                          | ۰/۲-۰/۴   | ۰/۵-۲    | منیزیت - کربن           |
| آجرهای زیرکونیایی    |                |                  |                                |         |           |                                |           |          |                         |
| -                    | -              | -                | ۰/۱-۰/۴                        | -       | -         | ۰/۸-۱                          | ۲۸-۴۲     | -        | زیرکن*                  |
| -                    | -              | -                | ۰/۱-۰/۲                        | ۲-۳     | -         | -                              | ۰/۳-۰/۴   | -        | زیرکونیا*               |

- مقدار  $ZrO_2$  در زیرکن ۵۲-۵۰ درصد و در زیرکونیا ۹۷-۹۵ درصد است.

جدول ۴-۷: برخی از خصوصیات فیزیکی نوزهای صنایع آهن و فولاد [۶۶]

| مدول پارگی               |                       |                          |                          |                      |                         | دانسیته بالک       |                       | درصد<br>تخلخل<br>ظاهری | نوع نسوز                                       |
|--------------------------|-----------------------|--------------------------|--------------------------|----------------------|-------------------------|--------------------|-----------------------|------------------------|--|
| در دمای ۲۰°C<br>(۷۰°F)   |                       | در دمای ۱۲۶°C<br>(۲۶۰°F) |                          | در دمای اتاق         |                         | lb/ft <sup>3</sup> | g/cm <sup>3</sup>     |                        |  |
| psi                      | KPa**                 | psi                      | KPa**                    | psi                  | KPa**                   |                    |                       |                        |  |
| -۱۲۰۰<br>۸۰۰<br>۹۰۰-۱۱۰۰ | ۵۵۰-۷۶۰۰<br>۶۲۰۰-۷۵۰۰ | ۹۰۰-۱۶۰۰<br>۹۰۰-۱۶۰۰     | ۶۶۰۰-۱۱۰۰۰<br>۶۶۰۰-۱۱۰۰۰ | ۴۶۵-۱۰۸۵<br>۴۰۰-۱۵۰۰ | ۳۲۱۰-۷۴۸۰<br>۲۷۶۰-۱۰۴۳۰ | ۱۰۷-۱۱۸<br>۱۰۶-۱۱۶ | ۱/۲۲-۱/۸۱<br>۱/۷-۱/۸۶ | ۱۹/۲-۲۶/۲<br>۲۱-۳۰     | آجر<br>سیلیسی<br>خلوص بالا<br>باطری کک<br>سازی |
| ۹۰۰-۱۱۰۰                 | ۶۲۰۰-۷۵۰۰             | ۱۵۰-۱۷۸۰                 | ۱۰۳۰-۱۲۷۰                | ۶۰۰-۱۷۸۰             | ۴۱۴-۱۲۲۷۰               | ۱۲۷-۱۵۵            | ۲/۰۱-۲/۲۸             | ۵/۵-۲۲/۱               | سنگ<br>سیلیسی                                  |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۲۸۰-۱۵۵۰             | ۲۶۲۰-۱۰۶۹۰              | ۱۰۰-۱۴۱            | ۱/۶-۲/۲۷              | ۱۲-۲۱/۵                | سیلیکا زوب<br>شده                              |
| -                        | -                     | ND*                      | ND*                      | ۳۲۰-۶۰۰              | ۲۲۱۰-۴۱۴۰               | ۱۱-۱۲۸             | ۱/۷۷-۲/۰۵             | ۲۳/۲-۲۰/۸              | آجر نیمه<br>سیلیسی                             |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۱۴۵-۸۷۵              | ۱۰۴۱-۶۰۴۳۰              | ۱۲۹-۱۳۷            | ۲/۰۶-۲/۲              | ۱۵/۷-۲۱/۵<br>۱۲/۲-۱۷/۲ | آجرهای<br>شاموتی                               |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۵۸۵-۱۶۰۰۰            | ۴۰۳۴۰-۱۱۰۳۰             | ۱۳۴-۱۳۱            | ۲/۱۲-۲/۳۹             | ۹/۱-۱۷/۷               | استوپر   |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۱۰۵۵-۲۷۵۰            | ۷۲۷۰-۱۸۱۶۰              | ۱۳۴-۱۳۹            | ۲/۱۲-۲/۳۹             | ۹/۳-۱۹/۹               | نازل تخلیه                                     |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۹۰۵-۳۱۹۰             | ۶۲۴۰-۲۱۹۰               | ۱۳۴-۱۳۴            | ۲/۱۲-۲/۲۷             | ۱۸-۲۱                  | فولاد  |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۹۰۰-۱۵۰۰             | ۶۲۱۰-۱۰۳۴۰              | ۱۳۴-۱۳۵            | -                     | ۱۸-۲۱                  | آجر پاتیل                                      |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۹۰۰-۱۶۰۰             | ۶۲۱۰-۱۱۰۳۰              | ۱۳۴-۱۴۰            | -                     | ۱۸-۲۱                  | آجر پاتیل                                      |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۳۶۰-۲۹۲۰             | ۲۴۸۰-۲۰۱۳۰              | ۱۱۴-۱۵۵            | ۱/۸۱-۲/۲۹             | ۲/۲-۳۰/۲               | کاربردهای<br>درجه ۲                            |
| -                        | -                     | ۸۰۰-۱۸۸۰                 | ۵۵۲۰-۱۲۶۰                | ۳۳۵-۳۳۶۰             | ۲۴۸۰-۲۳۱۷۰              | ۱۲۹-۱۵۵            | ۲/۰۶-۲/۲۶             | ۵/۳-۲۱/۵               | کاربردهای<br>متوسط                             |
| -                        | -                     | -                        | -                        | ۱۰۰۰-۱۵۰۰            | ۶۸۹۰-۱۰۳۴۰              | ۱۲۵-۱۳۵            | ۲-۲/۱۶                | ۲۰-۲۴                  | آجرهای<br>آلومینایی                            |
| -                        | -                     | ۲۱۰-۱۳۸۰                 | ۱۴۵۰-۱۵۱۰                | ۵۷۰-۲۱۳۵             | ۳۹۳۰-۲۰۲۴۰              | ۱۲۹-۱۶۰            | ۲/۰۷-۲/۵۶             | ۱۳-۲۸/۴                | ۵۰٪ آلومینا                                    |
| -                        | -                     | ۳۶۰-۱۳۴۰                 | ۲۴۸۰-۹۹۳۰                | ۸۴۵-۳۶۱۰             | ۵۸۳۰-۲۵۱۰۰              | ۱۴۰-۱۷۴            | ۲/۱۵-۲/۲۹             | ۱۲/۲-۲۸/۱۶             | ۶۰٪ آلومینا                                    |
| -                        | -                     | ۳۱۵-۵۵۰۰                 | ۲۱۷۰-۳۷۲۰                | ۶۷۵-۴۴۲۵             | ۶۶۵۰-۲۰۵۱۰              | ۱۵۳-۱۸۵            | ۲/۱۵-۲/۷              | ۱۲/۲-۲۸/۷              | ۸۰٪ آلومینا                                    |
| -                        | -                     | ۲۵۰-۴۵۰۰                 | ۴۱۰۰-۴۲۲۸۰               | ۱۰۰۰-۳۷۹۰            | ۶۸۹۰-۲۶۱۳۰              | ۱۶۷-۱۸۷            | ۲/۱۶۷-۳               | ۱۵/۵-۲۶/۸              | ۹۰٪ آلومینا                                    |
| -                        | -                     | ۳۵۵-۴۰۰۰                 | ۲۲۵۰-۲۷۵۸۰               | ۱۱۸۵-۳۵۴۰            | ۸۱۷۰-۲۴۴۱۰              | ۱۷۷-۱۹۲            | ۲/۱۲-۲/۰۷             | ۱۹-۲۷/۶                | ۱۰۰٪ آلومینا                                   |
| -                        | -                     | ۲۲۰-۲۸۰۰                 | ۱۶۵۵-۲۶۲۰                | ۳۵۰۰-۶۰۰۰            | ۲۲۱۴-۴۱۳۰               | ۱۲۶-۱۶۶            | ۲/۳۱-۲/۱۶۶            | ۱۲-۲۴/۱                | آلومینا<br>مولیت<br>آلومینا<br>زوب شده         |
| -                        | -                     | -                        | -                        | -                    | -                       | ۱۹۴-۲۱۸            | ۲/۱۸-۲/۵              | ۰/۸-۳/۱                |  |

| مدول پارگی                                  |             |                              |             |              |             | دانسیته بالک       |                   | درصد<br>تخلخل<br>ظاهری | نوع نسوز                              |
|---|-------------|------------------------------|-------------|--------------|-------------|--------------------|-------------------|------------------------|---------------------------------------|
| در دمای ۱۲۸۰ °C<br>(۲۷۰۰ °F)                |             | در دمای ۱۲۶۰ °C<br>(۲۳۰۰ °F) |             | در دمای اتاق |             | Ib/ft <sup>3</sup> | g/cm <sup>3</sup> |                        |                                       |
| psi   | KPa***      | psi                          | KPa***      | psi          | KPa***      |                    |                   |                        |                                       |
| خاک نسوز یا مونولیت های آلومینایی           |             |                              |             |              |             |                    |                   |                        |                                       |
| -   | -           | ۱۰۰-۵۰۰                      | -           | ۴۰-۶۰۵       | ۲۱۰-۴۱۷۰    | ۱۲۲-۱۳۹            | ۱/۸۶-۲/۲۲         | ۲۰/۱-۲۶/۸              | خمیرهای<br>نسوز                       |
| -   | -           | -                            | -           | ۱۳۵-۱۹۱۰     | ۹۳۰-۸۸۹۰    | ۷۴-۱۶۲             | ۱/۱۸-۲/۵۹         | ۲۹/۹-۲۰/۴              | جرمهای<br>ریختنی<br>۱۰۹۵ °C           |
| -   | -           | -                            | -           | ۲۱-۱۲۵       | ۱۴۵۰-۶۲۸۰   | ۱۰۴-۱۲۹            | ۱/۶۶-۲/۰۶         | ۲۷/۶-۲۷/۵              | جرمهای<br>ریختنی<br>۱۲۲۰ °C           |
| -   | -           | ۱۰۰-۳۰۰                      | ۶۹۰-۲۱۰۰    | ۱۸۰-۱۶۶۵     | ۱۲۴۰-۱۰۱۰۰  | ۱۰۷-۱۳۴            | ۱/۷۱-۲/۱۵         | ۲۸/۴-۲۷/۸              | جرمهای<br>ریختنی<br>۱۴۸۰ °C           |
| -   | -           | ۱۵۰-۵۰۰                      | ۱۱۵۰-۲۴۵۰   | ۱۰۵-۱۳۱۵     | ۷۲۰-۹۰۷۰    | ۱۱۷-۱۷۳            | ۱/۸۷-۲/۷۷         | ۲۶/۸-۲۴/۷              | جرمهای<br>ریختنی<br>۱۶۵۰ °C           |
| خمیرهای آلومینایی یا مخلوط های نسوز کوبیدنی |             |                              |             |              |             |                    |                   |                        |                                       |
| -   | -           | ۲۴۵-۱۰۶۵                     | ۱۶۹۰-۷۳۴۰   | ۰-۱۰۸۰       | ۰-۷۴۵۰      | ۱۲۹-۱۸۴            | ۲/۰۷-۲/۱۳         | ۱۵/۸-۴۰/۹              | ٪۱۰ آلومینا                           |
| -   | -           | ۵۵-۱۳۹۰                      | ۳۸۰-۹۵۸۰    | ۲۵-۱۱۷۵      | ۱۷۰-۸۱۰۰    | ۱۴۵-۱۶۵            | ۲/۳۴-۲/۶۵         | ۱۷/۴-۴۰/۴              | ٪۷۰ آلومینا                           |
| -   | -           | ۲۲۵-۱۳۹۰                     | ۱۵۵۰-۹۵۸۰   | ۱۱۰-۸۵۵      | ۷۶۰-۵۹۰۰    | ۱۵۰-۱۸۵            | ۲/۴-۲/۶۵          | ۱۷/۴-۴۰/۷              | ٪۸۰ آلومینا                           |
| -   | -           | ۳۲۰-۲۰۵۰                     | ۲۲۱۰-۲۴۱۳   | ۶۵۰-۲۰۰۰     | ۴۵۰-۱۳۷۹۰   | ۱۶۷-۱۹۳            | ۲/۶۸-۳/۰۹         | ۱۴/۷-۴۰/۴              | ٪۹۰ آلومینا                           |
| -   | -           | ۱۱۵-۱۵۵۵                     | ۷۹۰-۷۲۰     | ۰-۲۲۱۰       | ۰-۱۵۲۴۰     | ۱۳۴-۱۸۹            | ۲/۱۴-۳/۰۲         | ۱۴/۸-۲۴/۸              | ٪۱۰۰<br>آلومینا                       |
| آجرهای بازی                                 |             |                              |             |              |             |                    |                   |                        |                                       |
| ۱۱۰۰-۲۰۰۰                                   | ۱۱۶۰۰-۱۳۶۰۰ | ۱۱۸۵۰-۲۶۵۰                   | ۱۱۵۱۰-۱۸۲۷۰ | ۱۵۷۵-۳۵۰۵    | ۱۰۸۶۰-۲۴۱۷۰ | ۱۶۸-۱۸۵            | ۲/۷-۲/۹۵          | ۱۵/۲-۲۴/۸              | منیزیت<br>زنده یا<br>پخته شده         |
| ۱۰۰۰-۴۰۰                                    | ۶۹۰-۲۸۰۰    | ۱۴۰-۴۴۰                      | ۹۶۰-۳۰۲۰    | ۹۲۵-۲۳۴۵     | ۶۴۸۰-۱۶۱۰۰  | ۱۷۵-۱۸۸            | ۲/۸-۳/۰۲          | ۱۷/۵-۲۲                | منیزیت-<br>کرومیتی<br>زنده            |
| ۱۰۰۰-۱۵۰                                    | ۶۹۰-۱۰۵۰    | ۱۱۰-۴۰۰                      | ۷۶۰-۴۰۷۰    | ۵۷۰-۸۸۰      | ۳۹۴۰-۶۰۷۰   | ۱۸۰-۱۹۷            | ۲/۸۸-۳/۱۶         | ۱۵/۹-۱۹/۶              | منیزیت-<br>کرومیتی<br>پخته            |
| ۴۰۰۰-۱۰۰۰                                   | ۲۱۰۰-۶۹۰۰   | ۱۴۰۰-۲۵۰۰                    | ۸۲۷۰-۱۷۲۴۰  | ۶۰۰۰-۱۳۰۰    | ۴۱۴۰-۸۹۶۰   | ۱۸۲-۱۹۳            | ۲/۹-۳/۱           | ۱۵/۵-۱۹                | منیزیت-<br>کرومیتی<br>اتصال<br>مستقیم |
| ۴۰۰۰-۱۰۰۰                                   | ۲۸۰۰-۶۹۰۰   | ۲۰۰۰-۲۶۰۰                    | ۱۳۷۹۰-۱۷۲۴۰ | ۹۰۰۰-۲۰۰۰    | ۶۲۱۰-۱۳۷۹۰  | ۱۸۵-۱۹۷            | ۲/۱۵-۳/۱۶         | ۱۳-۱۵/۲                | منیزیت-<br>کرومیتی<br>متصلی           |

| مدول پارگی                |                    |                           |                    |              |                    | دانشیته بالک       |                   | درصد تخلخل ظاهری | نوع نسوز             |
|---------------------------|--------------------|---------------------------|--------------------|--------------|--------------------|--------------------|-------------------|------------------|----------------------|
| در دمای °C ۱۲۸۰ (۲۷۰۰ °F) |                    | در دمای °C ۱۲۶۰ (۲۳۰۰ °F) |                    | در دمای اتاق |                    | lb/ft <sup>3</sup> | g/cm <sup>3</sup> |                  |                      |
| psi                       | KPa <sup>***</sup> | psi                       | Kpa <sup>***</sup> | psi          | KPa <sup>***</sup> |                    |                   |                  |                      |
| ۵۰۰-۹۵۰                   | ۳۴۰۰-۹۵۰۰          | ۱۵۰۰-۲۰۰۰                 | ۱۰۳۲۰-۲۰۶۸۰        | ۲۰۰۰-۲۵۰۰    | ۱۳۷۱۰-۱۷۲۴۰        | ۱۹۰-۲۰۱            | ۲/۰۲-۲/۱۱         | ۱۲-۱۶/۲          | منیزیت- کرومیتی ذوبی |
| ۱۰۰۰-۳۰۰                  | ۶۹۰-۲۱۰۰           | ۲۴۵-۳۰۰                   | ۱۶۹۰-۲۰۷۰          | ۱۴۴۰-۲۰۵۵    | ۹۹۴۰-۱۴۱۷۰         | ۱۸۵-۱۹۷            | ۲/۰۲-۲/۱۵         | ۱۸/۸-۲۱          | منیزیت- کرومیتی زنده |
| ۴۰۰-۸۰۰                   | ۲۸۰۰-۵۵۰۰          | ۴۲۰-۱۶۰۵                  | ۲۹۰۰-۱۱۰۷۰         | ۸۹۰-۱۴۵۰     | ۶۱۴۰-۱۰۰۰۰         | ۱۷۵-۱۹۷            | ۲/۸۱-۲/۱۵         | ۱۸/۴-۲۶/۵        | منیزیت- کرومیتی پخته |
| ۵۰-۱۰۰                    | ۳۵۰-۶۹۰            | ۶۵-۱۶۰                    | ۴۵۰-۱۱۰۰           | ۱۴۰۰-۲۴۲۵    | ۹۶۵۰-۱۶۷۲۰         | ۱۹۷-۲۱۲            | ۲/۱۶-۲/۴          | ۱۶/۶-۱۸/۵        | کرومیتی پخته         |
| ۲۰۰-۴۰۰                   | ۱۴۰۰-۲۸۰۰          | ۳۳۰-۱۲۰                   | ۲۳۸۰-۲۴۴۰          | ۱۳۸۰-۲۰۷۰    | ۹۵۱۰-۲۱۱۷۰         | ۱۷۱-۱۸۵            | ۲/۲۴-۲/۹۷         | ۱۵/۴-۲۱/۵        | اسپینلی پخته یا زنده |
| آجرهای بازی مولینیک       |                    |                           |                    |              |                    |                    |                   |                  |                      |
| -                         | -                  | ۱۰۵-۴۶۰                   | ۷۲۰-۲۴۸۰           | ۱۱۰۵-۱۸۱۰    | ۷۶۴۰-۱۲۳۸۰         | ۱۶۸-۱۷۷            | ۲/۶۱-۲/۸۳         | -                | نسوز کوبیدنی کف      |
| -                         | -                  | -                         | -                  | -            | -                  | ۱۷۰-۱۸۲            | ۲/۷۲-۲/۰۸         | ۳/۷-۷/۱۷         | نسوز تعمیرات کف      |
| -                         | -                  | ۱۰۰-۳۰۰                   | ۶۹۰-۲۰۷۰           | ۱۴۰۰-۱۴۶۵    | ۹۷۰-۹۴۱۰           | ۱۷۲-۱۹۵            | ۲/۷۵-۲/۱۳         | ۱۷/۸-۲۶/۱        | خمیرهای کانه کرومیتی |
| نسوزهای بازی              |                    |                           |                    |              |                    |                    |                   |                  |                      |
| -                         | -                  | -                         | -                  | ۹۰۰-۱۵۰۰     | ۶۲۱۰-۱۰۳۴۰         | ۱۷۸-۱۸۵            | -                 | -                | دولومیتی کم فلاکس    |
| -                         | -                  | -                         | -                  | ۱۰۰۰-۱۶۰۰    | ۶۸۱۰-۱۱۰۳۰         | ۱۷۵-۱۸۶            | -                 | -                | دولومیتی- منیزیتی    |
| ۱۱۰۰-۲۰۰۰                 | ۱۶۹۰-۱۴۱۰۰         | ۲۱۵۰۰-۲۰۰۰                | ۱۱۰۳۲۰-۲۰۶۸۰       | ۱۴۰۰-۱۵۵۰    | ۸۹۶۰-۱۰۶۹۰         | ۱۸۵-۱۹۷            | -                 | -                | منیزیتی              |

\*ND = Not determined

\*\* استحکام فشاری

\*\*\* برای تبدیل به Kg/cm<sup>2</sup> در عدد ۰/۰۱۰۱۹۷ ضرب شود.

† مقادیر فقط برای نوع پخته شده است.

†† آجرهای استحکام بالا آجرهای منیزیتی پخته شده با نسبتهای بالای CaO/SiO<sub>2</sub> هستند.

جدول ۴-۸: خصوصیات فیزیکی و شیمیایی آجرهای نسوز رسی مورد مصرف در صنایع فولاد [۶]

| شماره آجر                               | ۱         | ۲             | ۳                | ۴          | ۵             | ۶             | ۷             |
|---|-----------|---------------|------------------|------------|---------------|---------------|---------------|
| محل ساخت                                | میسوری    | میسوری        | کنتاکی           | پنسیلوانیا | پنسیلوانیا    | میسوری        | میسوری        |
| کلاس آجر                                | High-Duty | High-Duty     | High-Duty        | High-Duty  | High-Duty     | Superduty     | Superduty     |
| روش ساخت                                | پرس خشک   | پرس خشک       | پرس خشک          | پرس خشک    | پرس خشک       | پرس خشک       | پرس خشک       |
| دمای پخت Cone                           | ۱۵-۱۶     | ۱۷-۱۸         | ۱۶               | ۱۶         | ۱۸-۱۹         | ۱۹-۲۰         | ۲۰-۲۳         |
| PCE                                     | ۳۲-۳۳     | ۳۲-۳۳         | ۳۲-۳۳            | ۳۲/۵       | ۳۲/۵          | ۳۳-۳۴         | ۳۳-۳۴         |
| خواص فیزیکی                             |           |               |                  |            |               |               |               |
| استحکام psi سرد                         | ۴۰۰۰-۶۰۰۰ | ۴۰۰۰-۸۰۰۰     | ۴۰۰۰-۷۰۰۰        | ۶۰۰۰-۹۰۰۰  | ۶۰۰۰-۹۰۰۰     | ۴۰۰۰-۸۰۰۰     | ۳۵۰۰-۶۰۰۰     |
| مدول پارگی psi                          | ۱۴۲۱      | ۲۲۷۸          | ۱۵۹۸             | ۱۸۶۳       | ۱۸۱۴          | ۱۷۳۴          | ۲۹۹۰          |
| دانسیته بالک g/cc                       | ۲/۲۲      | ۲/۲۶          | ۲/۲۱             | ۲/۱۹       | ۲/۲۱          | ۲/۳۱          | ۲/۳۵          |
| درصد تخلخل ظاهری                        | ۱۴        | ۱۰/۵          | ۱۵/۲             | ۱۳/۶       | ۱۳/۵          | ۱۴            | ۱۰/۹          |
| درصد تخلخل واقعی                        | ۱۸        | ۱۶            | ۱۷               | ۱۹         | ۱۸            | ۱۴/۵          | ۱۳            |
| درجه تخریب با گاز CO (۱۰۰۰ ساعت آزمایش) | قابل توجه | غیر قابل توجه | کامل در ۲۰۰ ساعت | کامل       | غیر قابل توجه | غیر قابل توجه | غیر قابل توجه |
| آنالیز شیمیایی                          |           |               |                  |            |               |               |               |
| سیلیس                                   | ۵۵-۵۸     | ۵۵-۵۸         | ۵۴-۵۷            | ۵۰/۲       | ۵۲/۷          | ۵۱-۵۳/۵       | ۵۱-۵۳/۵       |
| آلومینا FeO                             | ۳۷-۴۰     | ۳۷-۴۰         | ۳۶-۳۹            | ۴۲/۴       | ۴۱/۴          | ۴۲/۵-۴۵       | ۴۲/۵-۴۵       |
| FeO                                     | -         | -             | -                | -          | -             | -             | -             |
| Fe <sub>۲</sub> O <sub>۳</sub>          | ۱-۲/۵     | ۱-۲/۵         | ۱/۵-۲/۵          | ۲          | ۱۵            | ۱-۲           | ۱-۲           |
| اکسید تیتانیم                           | ۱-۲       | ۱-۲           | ۲-۳              | ۲/۵        | ۲/۴           | ۱/۵-۲/۵       | ۱/۵-۲/۵       |
| CaO                                     | ۰/۲-۰/۱۸  | ۰/۲-۰/۱۸      | ۰-۰/۵            | -          | -             | ۰/۲-۰/۱۸      | ۰/۲-۰/۱۸      |
| MgO                                     | ۰/۱-۰/۶   | ۰/۱-۰/۶       | ۰-۰/۶            | ۰/۶        | ۰/۸۳          | ۰/۱-۰/۶       | ۰/۱-۰/۶       |
| کل قلیایی ها                            | ۰/۵-۱/۵   | ۰/۵-۱/۵       | ۱-۲              | ۱/۵۸       | ۱/۶           | ۰/۵-۱         | ۰/۵-۱         |

## ج) نسوز ناحیه شکم و لوله‌های دم

نسوزهای ناحیه شکم کوره بلند در معرض دمای بالا و مواد سرباره می‌باشد و بیشترین خسارت وارده به نسوزهای این منطقه بدین دلیل می‌باشد. بدون استفاده از خنک‌کننده، از مواد نسوز متداول مانند نسوزهای آلومینایی، آلومینوسیلیکات‌ها و حتی مواد نسوز مرغوب‌تر مانند مولیت هم نمی‌توان برای مدت زیادی استفاده کرد. نحوه و الگوی فرسایش در نسوزهای این قسمت بستگی به محل و فاصله خنک‌کننده‌ها دارد و منطبق بر الگوی درجه حرارت می‌باشد. به عبارت دیگر بیشترین فرسایش در نواحی بین دو سردکننده، جایی که اثر سردکنندگی کمتر و دما بالاتر می‌باشد، رخ می‌دهد. در کوره بلندهای جدید برای افزایش بازده تولید، دمش هوا با سرعت بیشتر و دماهای بالاتر انجام می‌شود، همچنین مواد سوختی کمکی (مانند گاز یا سوخت مایع) نیز توسط هوای دم به کوره تزریق می‌شود. این شرایط، کار مواد نسوز را در ناحیه شکم و لوله‌های دم مشکل‌تر نموده و باعث فرسایش بیشتر آنها می‌شود. بطوریکه حتی از آجرهای نسوز متداول هم نمی‌توان در ناحیه شکم استفاده نمود. استفاده از نسوزهای کربنی در ناحیه شکم به مقدار زیادی مشکلات این ناحیه را حل کرده است. نسوزهای کربنی ممکن است از مواد نفتی، آنتراسیت یا کک ساخته شوند. آجرهای پایه گرافیتی دارای ۹۸-۹۶ درصد کربن و در حدود ۲/۵-۱ درصد مخلوط سیلیس و آلومینا دارند. در آجرهای پایه آنتراسیتی<sup>۱</sup> مقدار کربن در حدود ۹۴-۸۸ درصد و مقدار مخلوط آلومین و سیلیس آنها در محدوده ۱۰-۵ درصد است [۶۶،۳]. برخی از خواص آجرهای کربنی در جدول (۴-۹) آمده است.

جدول ۴-۹: برخی از خصوصیات آجرهای کربنی مورد مصرف در کوره بلند [۶۶،۳]

| درصد تخلخل ظاهری | دانسیته نالک (g/cc) | مدول پارگی در دمای اتاق (Kpa) | مدول پارگی در دمای °C ۱۲۶۰ (Kpa) | مدول پارگی در دمای °C ۱۴۸۰ (Kpa) | آجر کربنی               |
|------------------|---------------------|-------------------------------|----------------------------------|----------------------------------|-------------------------|
| ۱۵-۱۷            | ۱/۶۵-۱/۷۲           | ۲۴۱۳۰-۲۷۵۸۰                   | -                                | -                                | پایه گرافیت             |
| ۱۹-۲۳            | ۱/۵-۱/۵۵            | ۱۲۴۱۰-۲۱۳۷۰                   | -                                | -                                | پایه آنتراسیت           |
| ۲۰-۲۲            | ۱/۶۴-۱/۶۸           | ۸۲۳۰-۱۰۳۴۰                    | -                                | -                                | پایه آنتراسیت (پرس داغ) |

1- Anthracite

2- Modulus of Rupture

بطور کلی، آجرهای نسوز کربنی مزایای زیر را در مقایسه با نسوزهای رسی دارند:

- ۱- مقاومت شیمیایی بسیار خوبی در مقابل سرباره و فلز مذاب دارند.
- ۲- ضریب هدایت حرارتی نسوزهای کربنی بیش از نسوزهای رسی است بنابراین بهتر سرد می‌شوند.
- ۳- تغییرات حجمی کمی دارند بعبارت دیگر، ضریب انبساط کمی دارند.
- ۴- استحکام کافی در دماهای بالا دارند.

۵- تخلخل کم داشته و غیرقابل نفوذ در مقابل مذاب می‌باشند.

تنها عیبی که آجرهای نسوز کربنی دارند، خطر اکسیداسیون آنها در تماس با اکسیژن و آب است. چنانچه آب یا هوا از جایی به سطح نسوزهای کربنی نفوذ کند، باعث اکسیداسیون و تخریب آنها می‌شود، همچنین اکسیدهای موجود در سرباره ممکن است باعث خورده شدن این نسوزها شوند. در هر صورت نسوزهای کربنی گران‌قیمت‌تر هستند و نیاز به طراحی دقیق‌تر دارند ولی در عوض عمر طولانی‌تر دارند و می‌توان با استفاده از آنها ضخامت نسوز دیوارهای کوره بلند را کاهش داد. هدایت حرارتی خوب نسوزهای کربنی باعث شده که خنک کردن کوره بلند بهتر شود ولی همانطور که گفته شد، بایستی از سیستم خنک‌کننده دقیقی استفاده کرد تا از نشت احتمالی آب جلوگیری شود (استفاده از خنک‌کننده‌های خارجی). نسوزهای ساخته شده از مواد نفتی مقاومت کمتری دارند. بنابراین، استفاده از آنها برای ناحیه شکم کوره بلند توصیه نمی‌شود. در اطراف لوله‌های دم و مجاری خروج مذاب و سرباره بعلاوه شرایط اکسیدکننده، از نسوزهای رسی استفاده می‌شود.

#### د) نسوز بوته کوره بلند

بوته کوره بلند، محل جمع‌آوری مذاب و سرباره است. بنابراین نسوز آن بایستی در شرایط بسیار سختی کار کند در نتیجه نسوز باید دارای شرایط زیر باشد:

- ۱- دماهای بالا را تحمل کند (حدود ۱۶۰۰ درجه سانتیگراد).
- ۲- با سرباره و فلز مذاب واکنش ندهد.
- ۳- در مقابل نفوذ فلز مذاب مقاوم باشد.
- ۴- در مقابل شوک حرارتی مقاوم بوده و در عین حال تخلخل آن کم باشد.

در گذشته برای این قسمت کوره بلند، از آجرهای نسوز آلومینوسیلیکاتی با درصد بالای آلومین استفاده می‌شد ولی امروزه از نسوزهای کربنی استفاده می‌شود. مسئله مهمی که در آجرچینی بوته وجود دارد، امکان نشت مذاب از بین اتصالات آجرهای نسوز است. برای پیشگیری از این مسئله، آجرهای نسوز مصرفی در این قسمت را بایستی در حد امکان بزرگ ساخت (بصورت بلوکهای نسوز) و ابعاد آن نیز بایستی دقیق باشد تا فصل مشترک بین آجرها (یا بند آجرها) ظریف و حداقل باشد. بعلت هدایت حرارتی خوب کربن، سرد کردن بوته با آب مفید بوده و عمر نسوز بوته را طولانی می‌کند. از آنجا که نسوزهای کربنی هیچ نوع واکنشی با سرباره نمی‌دهند، فرسایش نسوز دیواره‌های بوته منحصرأ بعلت سایش در اثر حرکت فلز مذاب و اکسیداسیون می‌باشد. مسئله اکسیداسیون در اطراف مجرای خروج مذاب جدی‌تر است و گاهی رطوبت موجود در مذاب نسوز که برای مسدود کردن مجرا بکار می‌رود، عامل اکسید شدن نسوز می‌شود.

کف بوته کوره بلند علاوه بر دمای بالا، تحت تأثیر نیروی فشاری زیادی است. بنابراین استفاده از آجر یا بلوکهای نسوز با تخلخل زیاد ممکن است باعث نفوذ مواد به کف کوره و در نتیجه نشست آن (انقباض) شود. در گذشته کف کوره تماماً از نسوزهای رسی با ۴۰ تا ۴۵ درصد آلومین ساخته می‌شد ولی امروزه استفاده از بلوکهای کربنی در کف کوره نیز متداول شده است. در اولین تلاشهای انجام شده برای این منظور، ابتدا در آمریکا ۱۱۲ سانتیمتر (۴۵ اینچ) از ضخامت کف کوره بلند از نسوز کربنی ساخته و در زیر آن از نسوز رسی استفاده شد. این طراحی با شکست مواجه شد زیرا بعلت هدایت حرارتی خوب کربن، خط انجماد پایین‌تر از نسوز کربنی و در داخل نسوزهای رسی واقع می‌شود همچنین نسوزهای کربنی بعلت وزن مخصوص کم، در جای خود باقی نمانده و آجرها یا بلوکهای نسوز در سطح مذاب شناور می‌شوند. برای رفع اشکال دوم، کف کوره را بشکل مقعر ساختند و از بلوکهای کربنی موج‌دار استفاده نمودند. برای رفع اشکال اول ضخامت نسوز کربنی را در کف تا ۲۷۰ سانتیمتر (۹ فوت) افزایش دادند و استفاده از خنک‌کننده‌های افقی برای کف بوته پیشنهاد شد. استفاده از خنک‌کننده‌های آبی افقی برای کف بوته کوره بلند اگرچه بسیار مؤثر است ولی ریسک بسیار بزرگی است زیرا نفوذ احتمالی آب از این خنک‌کننده‌ها، ایجاد انفجار در کف کوره می‌کند که صدمات زیادی

به همراه دارد. اخیراً برخی از کوره‌ها از سیستم‌های خنک کننده بصورت دمش هوا در کف کوره بلند استفاده کرده‌اند.

#### ۴-۷-۳) نسوز برجهای گرم‌کننده هوا

همانطور که در قسمتهای قبل بیان شد، برج گرم‌کننده از دو قسمت اصلی محفظه احتراق و ناحیه مشبک یا لانه زنبوری تشکیل شده است. شرایط خاصی که در این برجها وجود دارد، مسئله نوسانهای حرارتی (شوگ حرارتی) در اثر سرد شدن و گرم شدن متوالی، گرد و غبار موجود در گاز مورد مصرف و نیاز به بیشترین سطح برای تبادل حرارت در ناحیه مشبک است. نسوز مورد استفاده در این برجها باید نسبت به شوگ حرارتی حداقل حساسیت را داشته باشد و برابر سرد و گرم شدن و فشار، مقاومت خوبی داشته باشد. برای اینکه نسوز مقاومت بالایی در مقابل شوگ حرارتی داشته باشد، بایستی میزان تخلخل آن زیاد باشد ولی با توجه به اینکه آجرهای نسوز در مناطق پایین بایستی وزن آجرهای بالایی را تحمل کنند و از طرفی مشکل نفوذ گرد و غبار موجود در گاز بدخل منافذ آجر، عملاً نمی‌توان تخلخل آجرهای نسوز را افزایش داد.

در برجهای گرم‌کننده، از گاز کوره بلند بعنوان سوخت استفاده می‌شود. این گاز اگرچه قبلاً توسط دستگاههای مختلف تمیز شده است اما باز هم مقداری مواد جامد ریز با خود دارد. این مواد شامل اکسیدهای آهن، ذرات آهک و مواد قلیایی می‌باشند. رسوب این مواد بر روی نسوز برجهای گرم‌کننده باعث تخریب آنها می‌شود بنابراین بایستی نسوز در مقابل این مواد نیز مقاوم باشد. همچنین گاز مصرفی بایستی کاملاً تمیز باشد. در مورد آجرهای نسوز ناحیه لانه زنبوری، علاوه بر خصوصیات که ذکر شد، بایستی بیشترین سطح تبادل گرما را داشته باشند. آجرهای این ناحیه بعلت شکل خاصی که دارند سالها بصورت دستی تهیه می‌شدند که کیفیت مناسبی نداشتند اما امروزه با دستگاههای پیشرفته می‌توان به کیفیت مطلوب‌تری رسید. برای داشتن حداکثر تبادل حرارت، آجرهای ناحیه مشبک را به اشکال هندسی مشخصی می‌سازند که انواع آنها در شکل (۴-۳۴) آمده است. ساده‌ترین و ارزان‌ترین نوع آجرچینی که بیشترین کاربرد را دارد، نوع حصیری می‌باشد. در این روش، آجرهای ساده را طوری کنار هم قرار می‌دهند که بین آنها فضاهای خالی مکعب مستطیل

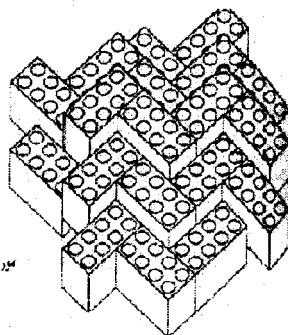
شکل ایجاد شود. این نوع آجرچینی کیفیت یکنواخت‌تری دارد. آجرچینی ناحیه مشبک به دو صورت انجام می‌شود:

#### ۱- روش قدیمی

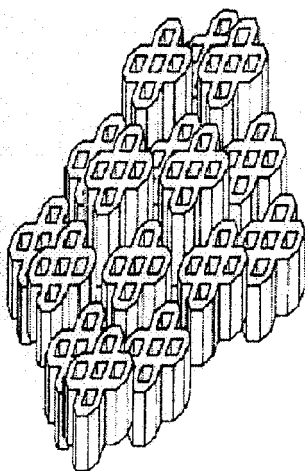
در این روش، آجرچینی ناحیه مشبک بصورت کاملاً متحدالشکل و یکنواخت می‌باشد. بعبارت دیگر مجراهایی که بین آجرها برای عبور گاز تعبیه شده، از بالا تا پایین ناحیه مشبک یک اندازه و دارای سطح مساوی برای انتقال حرارت می‌باشند.

#### ۲- روش جدید

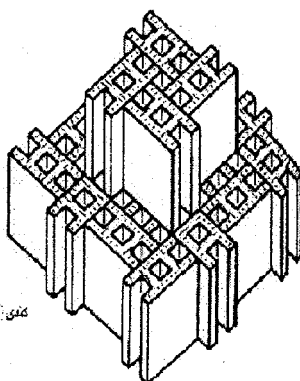
در این روش، آجرهای ناحیه مشبک طوری طراحی شده که ظرفیت گرمایی برحسب مترمربع سطح گرم‌کننده بطور یکنواخت توزیع شود و از بالا به پایین کم می‌شود. در اغلب سیستم‌ها، مقطع کانال‌ها از بالا به پایین کم می‌شود یعنی مجاری عبور هوا و گاز در بالا بزرگتر و در پایین کوچکترند. بعبارت دیگر سطح گرم‌کننده در پایین زیادتر است. این روش طراحی رژیم حرارتی بهتری را در ناحیه مشبک ایجاد می‌کند.



مور (MOHR)

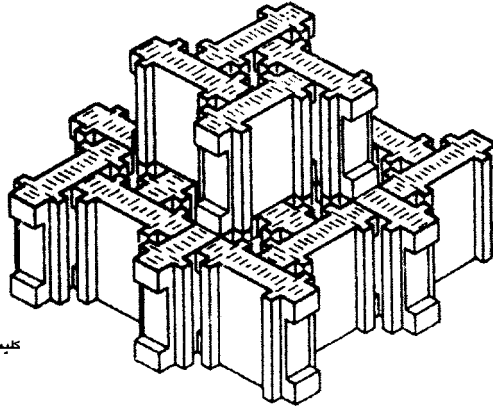


مکی (McKEE)

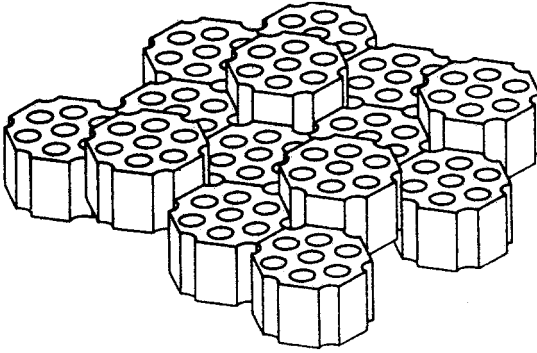


کندی (KENNEDY)

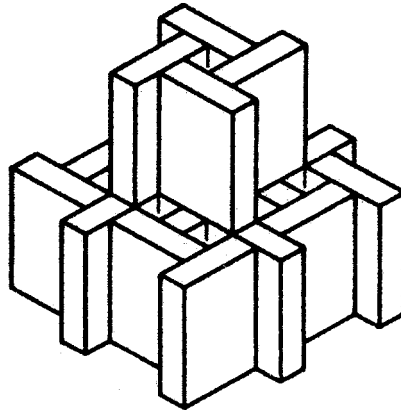
شکل ۴-۳۴: انواع مختلف طرحهای آجرهای نسوز مورد مصرف در قسمت مشبک برج گرم کننده [۶]



کلیمکس (CLIMAX)



فرین



ادامه شکل ۴-۳۴: انواع مختلف طرحهای آجرهای نسوز مورد مصرف در قسمت مشبک برج گرم‌کننده [۶]

خصوصیات انواع مواد نسوز مورد مصرف در اتاقک احتراق برجهای گرم کننده که برای کار در دماهای مختلف طراحی شده‌اند، در جدولهای (۴-۱۰) و (۴-۱۱) آمده است. برحسب شرایط کار قسمتهای مختلف برج گرم کننده، ممکن است از نسوزهای مختلفی استفاده شود. نسوزهای نقاط مختلف برجهای گرم کننده به صورتی انتخاب شده که مقاومت خزشی مناسب برحسب دمای مورد استفاده را داشته باشند. نسوزهای مورد مصرف در برجهای گرم کننده بایستی در مقابل نوسانهای حرارتی و اثرات مواد گداز آور قلیایی و اکسیدهای آهن مقاوم باشند. در قسمتهایی از برج که دما بالاتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد نمی‌باشد و در لایه‌های خارجی دیواره، می‌توان از نسوزهای رسی با حدود ۴۰ درصد آلومینا استفاده کرد. در دیواره مقابل مشعل، نقاط بالای محفظه احتراق و نواحی مشبک که نسوز بایستی دماهای بالا را تحمل کند همچنین مقدار گرمای زیادی را در خود ذخیره نماید، معمولاً از نسوزهایی با مقادیر زیاد آلومینا مانند مولیت یا سیلیمانیت<sup>۱</sup> استفاده می‌کنند. این نسوزها دارای وزن مخصوص، نقطه خمیری شدن و ثبات حجمی بالاتری در مقایسه با نسوزهای رسی معمولی می‌باشند. بالا بودن وزن مخصوص این نسوزها برای داشتن ذخیره حرارتی بیشتر است. در هر صورت برخی از کارخانه‌های جدید که از برجهای گرم کننده بزرگ استفاده می‌کنند، ترجیح داده‌اند که تناوب زمانی کار برجهار را کوتاه‌تر کنند تا از نسوزهای ارزان‌تر استفاده کنند. عمر نسوزهای برجهای گرم کننده شدیداً به مقدار ناخالصی‌ها و آلودگی‌های گاز (به خصوص مواد قلیایی و اکسیدهای آهن) و دوره فعالیت آنها بستگی دارد.

جدول ۴-۱۰: آنالیز شیمیایی برخی از نسوز مورد مصرف در برجهای گرم‌کننده [۶]

| آنالیز شیمیایی  | مولیت  | سلیمانیت | نیمه<br>سلیسی | آجرهای<br>کاربرد عالی | آجرهای<br>کاربرد<br>درجه ۱ | آجرهای<br>سلیکایی |
|---|--------|----------|---------------|-----------------------|----------------------------|-------------------|
| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                        | ۷۹/۴   | ۶۷/۱     | ۲۳/۲          | ۴۱/۳                  | ۴۱/۲                       | ۰/۲۵              |
| SiO <sub>2</sub>                                      | ۱۶/۹   | ۳۰/۲     | ۷۴/۵          | ۵۳/۷                  | ۵۱/۶                       | ۹۶/۲              |
| Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>                        | ۰/۴    | ۰/۴      | ۰/۵۸          | ۱/۸                   | ۲/۱                        | ۰/۷               |
| TiO <sub>2</sub>                                      | ۲      | ۲/۴      | ۱/۴           | ۱/۹                   | ۲/۵                        | ۰/۰۲              |
| CaO   | ۰/۴۸   | ۰/۲      | ۰/۱۶          | ۰/۳                   | ۰/۲                        | ۲/۹               |
| MgO   | ۰/۱۵   | ۰/۲۷     | ۰/۴۷          | ۰/۴                   | ۰/۴                        | بسیار کم          |
| اکسید سدیم  | ۰/۰۹   | ۰/۱۵     | ۰/۰۱          | ۱/۲                   | ۲                          | ۰/۰۴              |
| اکسید پتاسیم  | ۰/۰۸   | ۰/۰۸     | ۰/۱۱          |                       |                            |                   |
| خواص فیزیکی   |        |          |               |                       |                            |                   |
| مدول پارگی psi  | ۲۴۸۰   | ۲۰۶۵     | ۳۹۱           | ۱۳۵۰                  | ۱۶۳۶                       | ۸۰۰               |
| درصد تخلخل<br>ظاهری                                   | ۱۹/۲   | ۱۹/۷     | ۲۸/۹۵         | ۱۱                    | ۱۳/۰۶                      | ۲۵                |
| دانشیه <sup>۳</sup> g/cm                              | ۲/۶    | ۲/۴۵     | ۱/۸۸          | ۲/۳۳                  | ۲/۲۱                       | ۱/۷۴              |
| حرارت ویژه<br>در دمای ۵۴۰ درجه<br>سانتیگراد Btu/lb-°F | ۰/۲۲۳  | ۰/۲۳۳    | ۰/۲۴          | ۰/۲۲۷                 | ۰/۲۲۷                      | ۰/۲۴۶             |
| حرارت ویژه<br>در دمای ۵۴۰ درجه<br>سانتیگراد<br>J/Kg-K | ۹۷۴/۸۷ | ۹۷۴/۸۷   | ۱۰۰۴/۱۶       | ۹۴۹/۷۷                | ۹۴۹/۷۷                     | ۱۰۲۹/۲۶           |

جدول ۴-۱- خصوصیات شش‌های مورد مصرف در قسمتهای مختلف برجهای گرم کانه که با دامنه‌های بالا در تماس است [۱۶]

| کد شناسه | زمان پخت کانه | اجزای کانه     | اجزای آتاکماتیک اکسید |               |                      | ماده آهن زینریدی (چکر ها)  |               |               | ماده آهن ریگ - سوزاره        | اجزای ریگ - سوزاره |
|----------|---------------|----------------|-----------------------|---------------|----------------------|----------------------------|---------------|---------------|------------------------------|--------------------|
|          |               |                | یلا                   | پلین          | مطف                  | یلا                        | وسط           | پلین          |                              |                    |
| ۱۶۰      | ۴             | آجر چینی کانه  | تیمه سفیدی            | کاربرد درجه ۱ | ۶۰٪ آلومینا یا مولیت | کاربرد عالی یا ۶۰٪ آلومینا | کاربرد درجه ۱ | کاربرد درجه ۱ | تیمه سفیدی                   | کاربرد درجه ۱      |
| ۱۶۱      | ۲۴۰۰          | تیمه سفیدی     | تیمه سفیدی            | کاربرد درجه ۱ | ۶۰٪ آلومینا یا مولیت | ۶۰٪ آلومینا                | ۱             | کاربرد درجه ۱ | ۶۰٪ آلومینا                  | کاربرد درجه ۱      |
| ۱۶۱۵     | ۲۴۰۰          | ۶۰٪ آلومینا    | ۶۰٪ آلومینا           | ۶۰٪ آلومینا   | ۶۰٪ آلومینا یا مولیت | ۶۰٪ آلومینا                | ۱             | کاربرد درجه ۱ | ۶۰٪ آلومینا                  | کاربرد درجه ۱      |
| ۱۶۲۵     | ۲۶۰۰          | مولیت یا سفیدی | سفیدی                 | ۷۰٪ آلومینا   | مولیت                | سفیدی                      | ۶۰٪ آلومینا   | کاربرد درجه ۱ | مولیت یا سفیدی - ۶۰٪ آلومینا | کاربرد درجه ۱      |
| ۱۵۲۵     | ۲۸۰۰          | سفیدی          | سفیدی                 | ۷۰٪ آلومینا   | مولیت                | سفیدی                      | ۶۰٪ آلومینا   | کاربرد درجه ۱ | سفیدی - ۶۰٪ آلومینا          | کاربرد درجه ۱      |

## فصل ۵

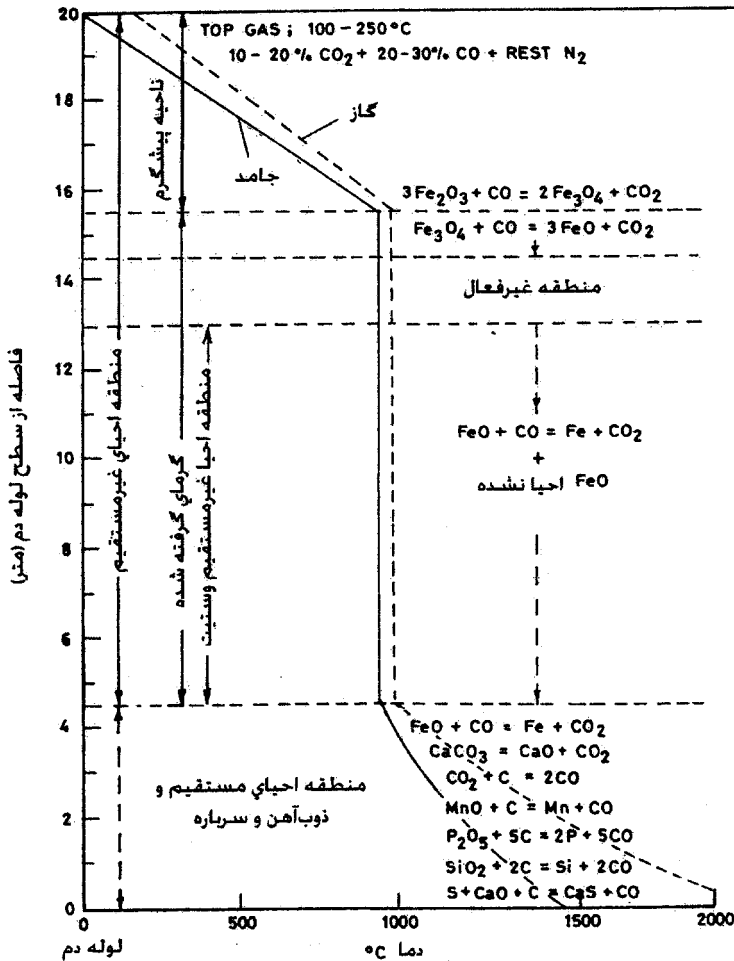
### فرآیند ذوب و احیاء در کوره بلند

#### ۵-۱) مقدمه

محصول نهایی کوره بلند، آهن خام ناخالص (چدن) همراه سرباره می‌باشد. آهن خام حاوی کربن (تا حد اشباع)، سیلیسیم، منگنز، فسفر و گوگرد است. گاهی اوقات برخی از فلزات که همراه کانی آهن بوده و در شرایط کوره بلند احیاء می‌شوند، درون چدن خام موجود است. بطور کلی هر ترکیبی که در شرایط کوره بلند احیاء شود وارد چدن و موادی که احیاء نشوند وارد سرباره می‌شوند. همواره یک توزیع تعادلی بین مواد موجود در چدن خام و ترکیبات آنها در سرباره وجود دارد. مقدار عناصر موجود در چدن تابع شرایط کوره بلند می‌باشد اما مقدار فسفر موجود در چدن عمدتاً تابع مقدار آن در بار ورودی به کوره بلند است، زیرا همانطور که در ادامه این بخش بحث خواهد شد در شرایط کوره بلند، تمام فسفر بار ورودی احیاء شده و وارد چدن مذاب می‌گردد. سرباره کوره بلند حاوی اکسیدهای ترکیبات بار ورودی از جمله اکسید کلسیم، اکسید منیزیم، سیلیس، اکسید آلومینم به همراه اکسید منگنز، اکسید آهن و گوگرد است که بصورت محلول جامد در یکدیگر حل شده‌اند. چنانچه کانه آهن یا سایر مواد ورودی حاوی فلزاتی مانند کرم، تیتانیم، وانادیم و... باشند اکسیدهای آنها در سرباره وجود دارد. برای مطالعه واکنش‌های

شیمیایی که در کوره بلند رخ می دهد، می توان آن را به سه منطقه بصورت زیر تقسیم کرد [۷]:

- ۱- منطقه بالایی کوره بلند یا ناحیه پیشگرم یا منطقه آماده سازی
  - ۲- منطقه میانی یا احیاء غیرمستقیم یا منطقه همدم (در این ناحیه انتقال حرارت بسیار کمی رخ می دهد)
  - ۳- منطقه پایین یا فرآوری یا ذوب یا منطقه احیاء مستقیم
- شکل (۵-۱) نمایی از توزیع دما و گاز را در طول کوره بلند به همراه واکنش های شیمیایی که در مناطق سه گانه آن رخ می دهد، نشان می دهد. در ادامه به تفضیل هر کدام از این مناطق بررسی می شوند. اگرچه کوره بلند را به سه ناحیه متفاوت براساس دما تقسیم می کنند اما این نواحی ممکن است بسته به توزیع گاز و واکنشهای انجام شده با یکدیگر تلاقی پیدا کنند. پایین کوره بلند به نحوی طراحی شده که ناحیه احیاء مستقیم باشد. دما در آن ناحیه بیشتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد است و جایی است که دی اکسید کربن تولیدی از احیاء اکسیدهای آهن با کربن واکنش می دهد. احیاء مستقیم ضرورتاً محدود به پایین کوره بلند نشده و در هر محلی از کوره، حتی در دماهای کمتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد هم می تواند رخ دهد [۶]. برای نوشتن واکنشهای کوره بلند از این قرارداد استفاده می شود که هر ترکیبی که در چدن مذاب حل شود درون کروه و هر ترکیبی که به سرباره برود درون پراتنز نشان داده می شود. این قرارداد برای سادگی در نوشتن واکنشها استفاده می گردد.



شکل ۵-۱: نمایی از توزیع دما و گاز در طول کوره بلند به همراه واکنش‌های شیمیایی که در مناطق سه گانه رخ می‌دهد [۷]

### ۵-۲) واکنش‌های منطقه بالایی کوره بلند (پیشگرم)

در این منطقه، در محدوده‌ای به طول ۴-۶ متر از سطح بار، مواد ورودی به سرعت از دمای محیط به دمای ۸۰۰ درجه سانتیگراد می‌رسد و گازهایی که از ناحیه میانی کوره بلند بطرف بالا حرکت می‌کنند با از دست دادن گرمای خود، از دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد به

دمای ۲۰۰-۱۰۰ می‌رسند تا از کوره بلند خارج شوند. مهمترین واکنش‌های انجام شده در این منطقه عبارتند از [۷]:

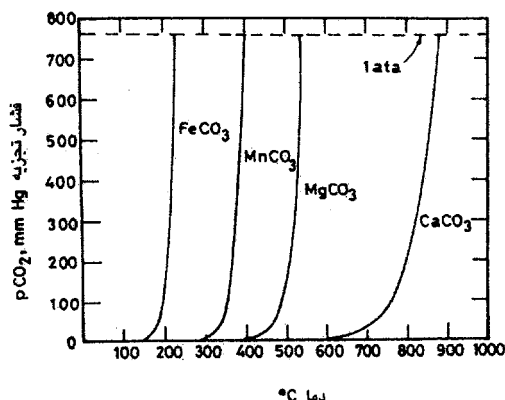
- ۱- تجزیه کربنات‌های فلزی (غیر از کربنات سدیم)
  - ۲- تبخیر رطوبت و آب مولکولی بار ورودی
  - ۳- واکنش رسوب کربن
  - ۴- احیاء کامل یا جزئی هماتیت و مگنتیت به اکسیدهای پایین‌تر
- در ادامه هر کدام از واکنش‌های بالا تشریح می‌شود.

### ۵-۲-۱) تجزیه کربنات‌های فلزی

کربنات‌های فلزی که همراه کانه‌های آهن هستند یا آنهایی که همراه مواد گداز آور (فلاکس) به مواد اولیه اضافه شده‌اند، در این مرحله با جذب حرارت تجزیه می‌شوند. این ناحیه کربنات‌های آهن، منگنز، منیزیم و کلسیم - منیزیم (دولومیت) تجزیه می‌شوند. تجزیه کربنات کلسیم به دماهای بالا نیاز دارد (۱۱۰۰-۹۰۰ درجه سانتیگراد) [۷، ۱۰، ۱۵] و با توجه به حداکثر دمای این ناحیه که ۸۰۰ درجه سانتیگراد است، تجزیه کربنات کلسیم در این منطقه رخ نمی‌دهد.

شکل (۵-۲) فشار تجزیه برخی از کربنات‌های فلزی را برحسب دما نشان می‌دهد. مشاهده می‌شود که فشار تجزیه کربنات‌ها ( $P_{CO_2}$ ) با افزایش دما زیاد می‌شود. دمایی که در آن ( $P_{CO_2} = 1$ ) اتمسفر است، دمای تجزیه کربنات نام دارد. شکل (۵-۲) نشان می‌دهد که دمای تجزیه اکثر کربنات‌ها (به جز کربنات کلسیم) نسبتاً کم است (حدود ۴۰۰ درجه سانتیگراد). چون فشار جزئی دی‌اکسید کربن در نواحی بالایی کوره بلند حدود ۰/۳-۰/۲ اتمسفر است، دمای تجزیه کربنات‌ها باید کمتر از مقدار تعادلی باشد. اما به دلیل وجود شیب حرارتی از سطح ذرات به طرف مرکز آنها که این شیب حرارتی به دلیل واکنش گرماگیر شدیدتر شده، دمای تجزیه کمتر نمی‌شود. همچنین اختلاف غلظت گاز دی‌اکسید کربن در سطح و داخل ذرات با بزرگتر شدن اندازه ذرات بیشتر می‌شود پس دمای تجزیه کاهش چندانی نمی‌کند. تجزیه گرماگیر کربنات‌ها در کوره بلند، مقداری از حرارت را مصرف می‌کند بنابراین با استفاده از مواد اولیه به صورت کلوخه یا گندله که کربنات‌ها در مراحل تولید آنها تجزیه شده‌اند، مصرف حرارت در کوره بلند کاهش می‌یابد.

از دیگر واکنشهایی که در نقاط بالایی کوره بلند انجام می‌شود، اکسیداسیون بخار فلزات فرار است. فلزات فرار که همراه مواد اولیه وارد کوره می‌شوند، عبارتند از سرب، روی و ترکیبات قلیایی. این ترکیبات با مواد نسوز کوره بلند ترکیباتی با دمای ذوب کم تشکیل داده و باعث تخریب آنها می‌شوند. اکسید سرب به آسانی احیاء شده و فلز تولیدی، در کوره بلند بخار شده و بخار آن در آجرهای نسوز نفوذ می‌کند. اکسیدهای روی و فلزات قلیایی در نقاط پایین کوره که پتانسیل احیایی گاز و دما بالا است احیاء می‌شوند. فلزات حاصل از احیاء چون فشار بخار بالایی دارند و از طرفی دمای نقاط پایین کوره بلند زیاد است، بخار می‌شوند و همراه با سایر گازها در تنوره کوره بلند متصاعد می‌شوند. بخار فلزات در نقاط بالایی کوره بلند که گازها پتانسیل اکسیدی زیادی دارند (مقدار  $\text{CO}_2$  و  $\text{H}_2\text{O}$  درون گاز زیاد است) و دما کم است دوباره اکسید می‌شوند. قسمتی از اکسیدهای آنها همراه با گاز خروجی از کوره بلند خارج شده و قسمتی دیگر در نسوزهای کوره بلند نفوذ می‌کند. موادی که در کوره بلند باقی مانده دوباره احیاء شده و فرآیند بالا تکرار می‌شود. بنابراین، اکسیدهای روی و فلزات قلیایی در کوره بلند این چرخه را همواره طی می‌کنند. انجام این چرخه علاوه بر مصرف انرژی در کوره بلند، باعث تخریب نسوزهای کوره بلند، کاهش بازده و آلودگی محیط زیست می‌شود. از این رو دقت در ترکیب شیمیایی مواد ورودی به کوره بلند اهمیت زیادی دارد.



شکل ۵-۲: نمودار تغییرات فشار تجزیه برخی از کربناتهای فلزی بر حسب دما [۷]

### ۵-۲-۲) تبخیر رطوبت و آب مولکولی

رطوبتی که همراه مواد ورودی است (رطوبت کانه، کک، مواد گدازآور و...) و بصورت جذبی می‌باشد، در ابتدای ورود به کوره بلند بخار می‌شود. تبخیر آب حدود ۲۴۲۷ کیلوژول بر کیلوگرم آب، انرژی مصرف می‌کند [۷،۳]. مقدار متوسط رطوبت کک و کانه حدود ۵ درصد است اما در کانه‌های مرطوب این مقدار به ۱۵ درصد هم می‌رسد [۷]. از طرفی کک حاوی مقداری مواد فرار است که در این منطقه بخار می‌شود اما چون مقدار این مواد فرار کم است ترکیب شیمیایی گاز خروجی تغییر چندانی نمی‌کند.

آب ممکن است به صورت شیمیایی با مواد ترکیب شده باشد که آب تبلور نام دارد. برای شکستن پیوندهای مولکولی و بخار شدن آب تبلور به حرارت زیادی نیاز است. تجزیه آب مولکولی اکسیدهای آهن از دماهای ۳۰۰ درجه سانتیگراد آغاز شده و تا دماهای بالاتر ادامه می‌یابد. برای تجزیه آب مولکولی سایر مواد به دماهای بالاتری نیاز است. بعنوان مثال برای تبخیر آب مولکولی سیلیکات آلومینیم ( $Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ ) به دماهای بالا نیاز است. بطوریکه دمای آغاز تجزیه آن در حدود ۴۰۰ درجه سانتیگراد است. حتی ممکن است قبل از کامل شدن تجزیه آب مولکولی، سیلیکات آلومینیم به ناحیه میانی کوره بلند برسد. آب به صورت رطوبت در دماهای پایین به صورت بخار آب خارج می‌شود اما آب مولکولی (تبلور) که در دماهای بالاتر از ۳۰۰ یا ۴۰۰ درجه سانتیگراد آزاد می‌شود، ممکن است با CO واکنش دهد (واکنش گاز - آب).



ثابت تعادل این واکنش در دمای ۹۰۰K، حدود ۲/۴۶ و در دمای ۱۲۰۰K حدود ۰/۸ است [۷]. بنابراین از نظر ترمودینامیکی، احیاء  $H_2O$  با CO در نقاط بالایی کوره بلند امکان‌پذیر است اما بدلیل کند بودن سرعت واکنش در دماهای پایین، در ناحیه میانی کوره بلند که دما بالاتر است رخ می‌دهد (محدوده دمایی ۱۰۰۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد) [۷].

### ۵-۲-۳) واکنش رسوب کربن

با توجه به گرمازا بودن واکنش رسوب کربن، این واکنش از نظر ترمودینامیکی در دماهای کم بهتر انجام می‌شود. بطور کلی واکنش رسوب کربن در یک محدوده دمایی

کوچک (۶۰۰-۴۵۰ درجه سانتیگراد) بیشترین سرعت را دارد. ترکدوگان<sup>۱</sup> و وینترز<sup>۲</sup> نشان دادند که ذرات آهن تازه احیاء شده به عنوان کاتالیزور برای این واکنش عمل می‌کند [۷]. کربن راسب شده به صورت گرافیت و سمنتیت است. هنگامیکه بیشتر آهن به سمنتیت تبدیل شود رسوب کربن متوقف می‌شود.

رسوب کربن مزایای متعددی دارد. کربن راسب شده بر روی آگلومره‌ها و سنگ آهن، همراه با بار ورودی به سمت پایین کوره بلند حرکت می‌کند. واکنش رسوب کربن گرمازا است و به گرم شدن سریع بار ورودی کمک می‌کند. به دلیل ریز بودن ذرات کربن راسب شده خطر خارج شدن آنها همراه با گاز خروجی از کوره بلند وجود دارد. چون واکنش رسوب کربن وابسته به فشار است پس افزایش فشار متوسط در کوره باعث رسوب بیشتر کربن می‌شود.

عیب عمده رسوب کربن این است که ذرات ریز کربن بسیار فعال است و در دماهایی بسیار کمتر از کربن کک، با دی‌اکسید کربن ترکیب و واکنش گازی شدن انجام می‌شود. در نتیجه واکنش بودوارد در ناحیه بالای کوره آغاز می‌شود و طول منطقه احیاء غیرمستقیم را کوتاه می‌کند در نتیجه طول منطقه واکنشهای احیاء مستقیم زیاد می‌شود و در نهایت مصرف کک بالا می‌رود. همچنین کربن حاصل از واکنش رسوب، بدلیل ریز بودن ذراتش در حفره‌های آجرهای نسوز دیواره کوره بلند رسوب کرده و باعث تخریب آنها می‌شود.

### ۵-۲-۴) احیاء اکسیدهای آهن

اکسیدهای آهن موجود در مواد ورودی به کوره بلند از دماهای ۹۲۵ درجه سانتیگراد توسط گازهای احیاکننده شروع به احیا شدن می‌کنند. در این دما، تعادل شیمیایی مانع شده که تمامی CO و H<sub>۲</sub> موجود در گازهای احیاکننده برای احیاء اکسیدهای آهن استفاده شود. از آنجایی که پتانسیل احیایی گاز در بالای کوره بلند به اندازه کافی است، هماتیت از همان زمانی که بار وارد کوره بلند شده می‌تواند احیاء شود. درصد احیاء هماتیت، تابع اندازه ذرات، طبیعت کانه و شدت فلوی گاز احیاکننده است. اگر دانه‌بندی کانه درشت باشد و یا کانه دارای تخلخل زیادی نباشد، لایه بیرونی آن به اکسیدهای پایین‌تر احیاء شده

1- Turkdogan

2- Vinters

اما لایه درونی آن احیاء نمی‌شود. در این منطقه امکان شکست کانه‌های هماتیت و یا تف‌جوشی آنها وجود دارد. عملاً در کوره بلندهای پیشرفته و با استفاده از بار با کیفیت خوب، احیاء کامل هماتیت به مگنتیت و مگنتیت به وستیت در ناحیه بالایی رخ نمی‌دهد. مگنتیت عمدتاً در محدوده دمایی ۹۰۰-۷۰۰ درجه سانتیگراد به وستیت احیاء می‌شود. واکنشهای احیاء در این ناحیه بصورت غیرمستقیم (احیاء با گاز منواکسید کربن) انجام می‌شود.

### ۳-۵) واکنش‌های منطقی میانی (منطقه احیاء غیرمستقیم)

این منطقه، از ۴ تا ۶ متر زیر سطح بار تا ۳-۵ متر بالای سطح لوله‌های دمنده هوای گرم امتداد دارد (شکل ۱-۵) محدوده دمایی این منطقه، ۱۰۰۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد است. ارتفاع این ناحیه قابل توجه است. به طوریکه در حدود ۶۰-۵۰ درصد ارتفاع تنوره کوره بلند را تشکیل می‌دهد (حدود ۷۵ درصد حجم تنوره). مدت زمان عبور بار از این ناحیه، در حدود ۲/۵ تا ۳ ساعت است [۷]. در این ناحیه، احیاء مگنتیت به وستیت کامل شده و احیاء غیرمستقیم وستیت که حاصل احیاء هماتیت و مگنتیت در ناحیه بالایی است انجام می‌شود. احیاء غیرمستقیم تمام اکسیدهای آهن در دمای کمتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد و برای وستیت در محدوده دمایی ۱۰۰۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد رخ می‌دهد. این منطقه یک ناحیه غیرفعال از نظر شیمیایی است زیرا ترکیب شیمیایی گاز احیاکننده تغییر محسوسی نمی‌کند. بهره شیمیایی گاز منواکسید کربن ( $\eta_{CO}$ ) در این ناحیه برای وستیت، ۳۰-۲۵ درصد است. اگرچه انتظار است که سرعت واکنش احیاء وستیت در این منطقه زیاد باشد، اما در واقع به دلیل نزدیک بودن ترکیب شیمیایی گاز احیاکننده ناحیه میانی با ترکیب شیمیایی تعادلی، سرعت احیاء کند است و عملاً احیاء وستیت در قسمتهای پایین تر کوره بلند (ناحیه احیاء مستقیم و ذوب) کامل می‌شود.

### ۱-۳-۵) واکنش احیاء مستقیم و غیرمستقیم

اهمیت ناحیه میانی یا ناحیه احیاء غیرمستقیم در کوره بلند با دانستن نقش احیاء مستقیم یا غیرمستقیم بر روی بازدهی سوخت مشخص می‌شود. بطور کلی احیاء با گاز CO را احیاء گازی یا احیاء غیرمستقیم می‌نامند.

به عبارت دیگر، چنانچه اکسیدهای آهن توسط گاز منواکسید کربن احیاء شده و گاز دی اکسید کربن حاصل بدون انجام واکنشی از کوره بلند خارج شود، این واکنش را احیاء غیرمستقیم می نامند. در حالیکه در دماهای بالاتر، به خصوص هنگامیکه اکسیدهای آهن به صورت مذاب هستند، کربن ممکن است مستقیماً با آنها واکنش داده و گاز منواکسید کربن تولید کند. احیاء با کربن را که واکنشی گرماگیر است احیاء مستقیم می نامند. احیاء غیرمستقیم اکسیدهای آهن یک واکنش گرمازا می باشد (بجز احیاء وستیت به آهن) در حالیکه احیاء مستقیم گرماگیر می باشد [۷]. هرچه احیاء غیرمستقیم بیشتر باشد، انرژی گرمایی کمتری در کوره مصرف شده در نتیجه این نوع احیاء ترجیح داده می شود. اما واکنش احیاء غیرمستقیم تابع تعادل ترمودینامیکی سیستم است. با افزایش مقدار گازهای احیاکننده می توان درصد واکنش احیاء غیرمستقیم را افزایش داد. چنانچه برای این کار لازم باشد کک بیشتری در پایین کوره بلند بسوزد، این کار اقتصادی نمی باشد. با تزریق سوختهای هیدروکربنی و یا بخار آب به کوره بلند، می توان درصد احیاء غیرمستقیم را افزایش داد [۷]. بنابراین می توان گفت احیاء مستقیم از نظر مصرف کک اقتصادی است اما باعث کمبود حرارت می شود.

### ۵-۳-۲) واکنش گاز - آب

در بخش (۲-۳) بحث شد که واکنش گاز - آب در محدوده دمایی ۱۰۰۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد و در حضور ذرات آهن فلزی که بعنوان کاتالیزور عمل می کند، به سرعت به تعادل می رسد. در کوره بلند واکنش گاز - آب در دماهای بالاتر از ۸۰۰ درجه سانتیگراد به تعادل می رسد [۷]. براساس نتایج گولداشتاین<sup>۱</sup> و خرومچنکو<sup>۲</sup>، فازهای جامد درون کوره بلند بخصوص ساختار حفره دار کلوخه ها، کاتالیزور خوبی برای انجام واکنش گاز - آب در دمای بالاتر از ۸۰۰ درجه سانتیگراد می باشد [۷]. نتایج آزمایشهای باچنین<sup>۱</sup> نشان داد،  $\eta_{CO}$  همراه با بازدهی گاز هیدروژن افزایش می یابد و بازدهی گاز هیدروژن با افزایش مقدار گاز هیدروژن کوره بلند زیاد می شود.  $\eta_{CO}$  و  $\eta_{H_2}$  با کاهش مصرف کک زیاد می شود [۷].

1- Goldshtein  
2- Khromchenko  
1- Bachinin

واکنش گاز - آب در دماهای بالاتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد کم اهمیت می شود، زیرا مولکولهای آب که از احیاء کانه های آهن تشکیل می شود، به سرعت با کربن واکنش می دهد (واکنش کربن - آب):



### ۳-۳-۵) کربوره شدن آهن

در ناحیه میانی کوره بلند به علت دمای بالا و با توجه به پتانسیل کم اکسیژن، امکان رسوب کربن به صورت کربن خالص وجود ندارد (اکتیویته واحد) اما امکان کربوره شدن آهن تازه احیاء شده به صورت جامد وجود دارد. واکنشهای جذب کربن توسط آهن جامد در ناحیه میانی به صورت زیر است [۷].



مقدار تعادلی کربن در آهن جامد تابعی از نسبت  $CO/CO_2$  و دما است این مورد در شکل (۲-۸) نشان داده شده است. سرعت کربوره شدن در محدوده دمایی ۹۰۰-۱۰۰۰ درجه سانتیگراد در گاز هیدروژن در حدود پنج مرتبه بزرگتر از گاز خالص CO است. وجود مقدار بسیار کم  $H_2O$  یا  $H_2S$  در محیط احیاء ( $CO + H_2$ ) سرعت را به ترتیب ۲ و ۱۰ برابر کاهش می دهد [۷]. قسمت اعظم کربن در بوته کوره بلند در آهن مذاب حل می شود.

### ۴-۵) واکنش های منطقه پایین کوره بلند

دمای این منطقه بالاتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد است. محدوده این منطقه از ۳-۵ متر بالای سطح لوله های دمنده هوای گرم تا پایین بوته کوره بلند می باشد. سوختن کک در جلوی لوله های دم (ناحیه احتراق) باعث ایجاد یک فضای خالی اطراف بوته شده که در نتیجه مواد به طرف پایین حرکت می کنند. مهمترین واکنشهای شیمیایی که در این ناحیه رخ می دهد عبارتند از [۷]:

۱- کلسینه شدن سنگ آهک

۲- احیاء مستقیم  $FeO$

۳- احیاء مستقیم  $SiO_2$

۴- احیاء مستقیم  $MnO$

۵- احیاء مستقیم  $P_2O_5$

۶- واکنشهای گوگردزدایی

۷- سوختن گرمازای کربن کک

۸- احیاء گرماگیر  $CO_2$

۹- واکنش گرماگیر آب (رطوبت) با کربن

مشاهده می شود که در ناحیه پایین کوره بلند واکنشهای متعددی رخ می دهد. تمامی واکنشهای بالا گرماگیر می باشند تنها واکنش سوختن کربن کک گرمازا است. بدلیل دمای بسیار زیاد در ناحیه لوله های دم (حدود ۱۶۵۰ درجه سانتیگراد)، کربن کک می سوزد. گاز دی اکسید کربن در دمای بالا پایدار نیست و بلافاصله با کربن کک واکنش داده و گاز منواکسید کربن تولید می شود. گاز منواکسید کربن تولیدی در هنگام حرکت به طرف بالای کوره بلند، اکسیدهای آهن را احیاء می کند. در یک کوره بلند مدرن در حدود ۴۰۰-۲۵۰ کیلوگرم کربن کک به ازای یک تن چدن تولیدی می سوزد. واکنش سوختن کربن منشأ اصلی تولید حرارت در کوره بلند است. تمامی حرارت کوره بلند توسط سوختن کربن کک تأمین نمی شود زیرا در بیشتر کوره بلندها در حدود ۴۰ درصد حرارت توسط هوای گرم ورودی بدست می آید. گاهی اوقات مقداری مواد سوختنی مانند گاز طبیعی، گازوئیل، نفت، زغال و... به درون لوله های دم تزریق می شود. در این حالت کربن موجود در این مواد می سوزد و با توجه به مطالب بیان شده گاز منواکسید کربن تولید می شود. بدلیل مقدار زیاد کربن، چنانچه آب در اثر سوختن موادی مانند گاز طبیعی تولید شود با کربن کک واکنش داده و گاز هیدروژن تولید می شود در نتیجه به احیاء اکسیدهای آهن در کوره بلند کمک می کند. دمای نهایی چدن مذاب حدود ۱۴۵۰-۱۳۵۰ درجه سانتیگراد و دمای سرباره حدود ۵۰ تا ۱۰۰ درجه سانتیگراد بیشتر است.

در ناحیه احتراق کوره بلند، رطوبت موجود با کربن کک واکنش می دهد (واکنش ۲-۵). این واکنش گرمازا نیست و در عوض مقداری از حرارت کوره بلند را مصرف

می‌کند. با توجه به واکنش (۵-۲) مشخص می‌شود به ازای یک مول کربن کک که با آب واکنش دهد، گاز احیایی بیشتری در مقایسه با هنگامیکه کربن کک بسوزد تولید می‌شود. هنگامیکه کربن کک بسوزد تنها یک مول گاز منواکسید کربن (با توجه به مطالب بیان شده در بالا) تولید می‌شود اما در واکنش (۵-۲)، یک مول منواکسید کربن و یک مول گاز هیدروژن تولید می‌گردد. هنگامیکه مواد خام کوره بلند احیاپذیری کمی داشته باشند و همچنین هنگامیکه دمای هوای دم نسبتاً بالا باشد (در حدود ۱۱۰۰-۱۰۰۰ درجه سانتیگراد)، بهتر است که مقدار رطوبت ورودی به کوره بلند را افزایش داد تا توان احیایی گازهای کوره بلند افزایش یابد.

در ادامه واکنشهای ۱ تا ۵ تشریح خواهد شد و واکنشهای مربوط به گوگردزایی در کوره بلند در بخش (۵-۵) آمده است.

#### ۵-۴-۱) کلسینه شدن سنگ آهک

سنگ آهک به عنوان یک ماده گداز آور به بار ورودی اضافه می‌شود و واکنش تجزیه آن گرماگیر و به صورت زیر است [۳، ۷، ۱۵]:



بر اساس واکنش (۵-۶)، یک کیلوگرم سنگ آهک برای تجزیه به ۱۸۰ کیلوژول حرارت نیاز دارد. فشار جزئی  $CO_2$  در دمای ۸۹۲ درجه سانتیگراد به یک اتمسفر می‌رسد (فشار تجزیه سنگ آهک) [۷]. اما آزاد شدن  $CO_2$  در محدوده دمایی ۱۱۰۰-۹۰۰ درجه سانتیگراد انجام می‌شود زیرا ذرات سنگ آهک (بخصوص ذرات بزرگ) هدایت حرارتی کمی دارند در نتیجه به آهستگی گرم می‌شوند. ذرات سنگ آهک ابتدا متراکم و فشرده هستند و همچنان که  $CO_2$  آنها آزاد می‌شود، پوسته خارجی آنها که  $CaO$  است حفره‌دار شده اما مرکز ذرات که واکنش نداده، متراکم است. بر اساس پژوهشهای وهرر<sup>۱</sup> و رادماچر<sup>۲</sup>، برای واکنش گرماگیر تجزیه سنگ آهک، یک تناسب خطی بین زمان کلسینه شدن ( $\tau$ ) و مجذور قطر ذرات (d) برقرار است [۷]. این تناسب نشان می‌دهد که زمان کلسینه شدن با دو برابر کردن اندازه ذرات، چهار برابر می‌شود. به عنوان مثال افزایش اندازه ذرات از ۲۰ میلیمتر به ۴۰ میلیمتر، زمان کلسینه شدن را از ۰/۲ ساعت به ۰/۸ ساعت

افزایش می‌دهد. مرحله کنترل‌کننده سرعت در تجزیه سنگ آهک، انتقال حرارت به جبهه واکنش از میان پوسته متخلخل CaO است. پس برای آزاد شدن سریع  $CO_2$ ، یک فوق گرمایش قابل توجه در سطح ذرات لازم است. به دلیل پوشیده شدن سطح ذرات سنگ آهک با سرباره نیمه مذاب و چسبنده، سرعت واکنش تجزیه سنگ آهک در کوره بلند کند است. استفاده از سنگ آهک خام بر روی بازدهی سوخت اثرات زیان‌آوری دارد که عبارتند از:

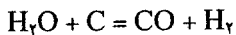
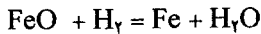
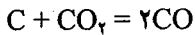
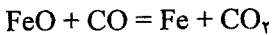
۱- افزایش مصرف سوخت به دلیل واکنش گرماگیر تجزیه کربنات کلسیم.  
 ۲- افزایش مصرف سوخت به واسطه افزایش احیاء مستقیم. مولکولهای  $CO_2$  آزاد شده حاصل از تجزیه کربنات کلسیم در دماهای بالاتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد در واکنش بودارد شرکت می‌کند در نتیجه مقدار کربن آزاد بیشتر می‌شود و در نهایت احیاء مستقیم بیشتر می‌گردد.

۳- رقیق شدن گاز کوره بلند از منواکسید کربن در اثر تجزیه سنگ آهک  
 براساس محاسبات به ازاء ۲۳۰ کیلوگرم سنگ آهک، مصرف کک در حدود ۸۰-۶۰ کیلوگرم به ازای یک تن فلز مذاب افزایش می‌یابد [۷]. کلسینه کردن سنگ آهک خارج از کوره بلند منجر به صرفه‌جویی زیادی در مصرف کک می‌شود به همین جهت سنگ آهک موردنیاز را در مرحله کلوخه‌سازی اضافه می‌کنند.

#### ۵-۴-۲) احیاء ترکیبات احیاء نشده آهن

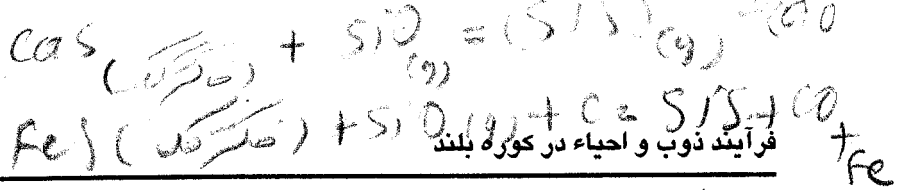
قسمت اعظم ترکیبات احیاء نشده آهن که به پایین کوره بلند می‌رسند به صورت فایالیت، فریتهای کلسیم یا مخلوط با سرباره‌هایی است که در ناحیه شکم کوره بلند تشکیل شده است. این مواد می‌توانند بالای سطح لوله‌های دم قبل از ورود به بوته مذاب که دما بسیار بالا است، احیاء شوند. فایالیت که در کلوخه‌های اسیدی وجود دارد و یا ممکن است همراه کانه باشد، حتی در دماهای بالا هم احیاء نمی‌شود. ممکن است مقداری از اکسیدهای آهن (به صورت وستیت) در نقاط بالایی کوره بلند به دلایل متعدد احیاء نشده باشد. در این صورت این اکسیدها در ناحیه پایین کوره بلند احیاء می‌شوند. در کل عمده اکسید آهن در نقاط پایین کوره بلند بصورت وستیت است. چون دی‌اکسید کربن و آب در دماهای بالا و در حضور مقدار زیاد کربن کک پایدار نمی‌باشند با کربن کک به سرعت

واکنش می دهند بعبارت دیگر سرعت واکنش آنها با کربن کک سریعتر از تشکیل آنها است. بنابراین صرف نظر از اینکه عامل احیاکننده گاز منواکسید کربن باشد و یا گاز هیدروژن، واکنش کلی احیاء اکسیدهای آهن در نقاط پایین کوره بلند (دما بالاتر از ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد) به صورت زیر است:



واکنشهای (۷-۵) و (۸-۵) مقدار زیادی حرارت را جذب می کند بنابراین، اگر مقدار زیادی احیاء به این روش رخ دهد حرارت زیادی بایستی در کوره بلند مصرف شود. از طرفی واکنشهای بالا گاز منواکسید کربن تولید می کند که برای احیاء هماتیت و مگنتیت در نقاط بالایی کوره بلند همچنین احیاء FeO با CO در ناحیه شکم کوره بلند مناسب است. چنانچه در حدود یک سوم احیاء در کوره بلند براساس واکنشهای (۷-۵) و (۸-۵) رخ دهد منجر به افزایش بازدهی کوره بلند می شود.

**۳-۴-۵) احیاء سیلیسیم**  
 سیلیسیم به صورت سیلیس ( $\text{SiO}_2$ ) و انواع سیلیکاتها همراه کانه های آهن، آگلومره، مواد گداز آور و کک وارد کوره بلند می شود. با توجه به شکل (۳-۵) امکان احیاء سیلیس از سرباره های سیلیکاتی در دماهای بالاتر از ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد وجود دارد. مقدار نهایی سیلیسیم در چدن خام بستگی به احیاء ترکیبات سیلیسیم دار یا اکسیداسیون سیلیسیم دارد که این واکنشها بین سرباره و چدن مذاب در پایین کوره بلند رخ می دهد. احیاء سیلیس به سیلیسیم موضوع تحقیقات مختلفی بوده است زیرا چدنهای کم سیلیسیم بدلیل سرباره کمتری که هنگام فولادسازی ایجاد می کنند، مصرف آهک را کاهش داده در نتیجه برای فرآوری و تهیه فولاد مناسب تر است. علاوه بر این برای

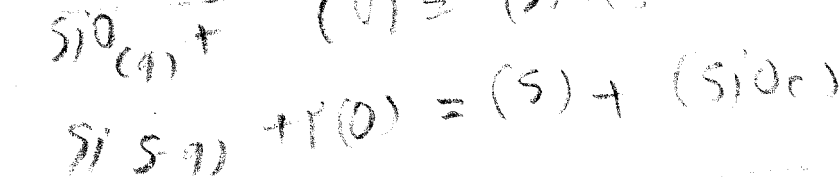


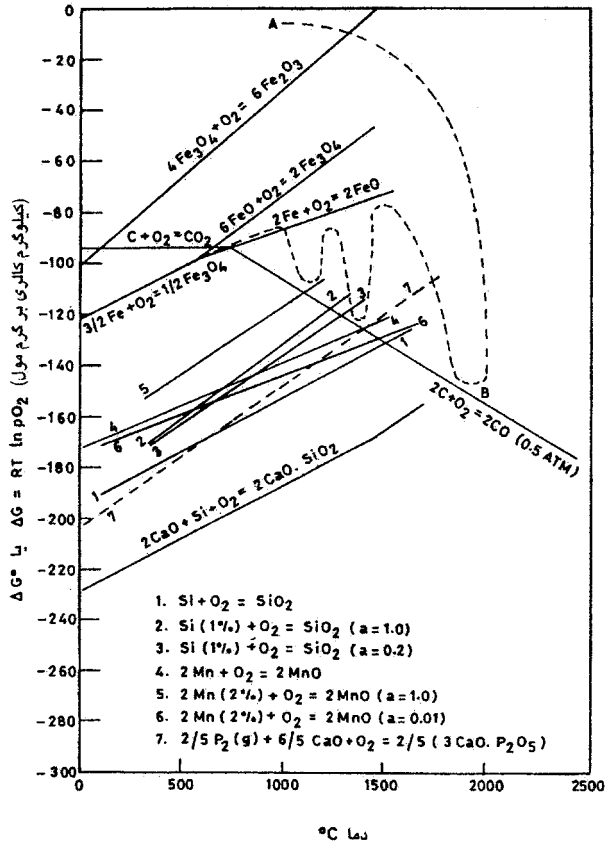
چندنهایی که کمتر از ۰/۱ درصد سیلیسیم دارند، امکان رسیدن به مقادیر کمتر فسفر فراهم است و نرخ مصرف کک در کوره بلند کاهش می‌یابد [۶۷]. شکل (۳-۵) نشان می‌دهد که احیاء سیلیس با کربن در دماهای بالا که عمدتاً در محدوده ناحیه شکم و بوته کوره بلند است، رخ می‌دهد. در ناحیه بالای سطح سرپاره بوته کوره بلند تا حد فاصل شکم و تنوره کوره بلند، سیلیسیم به صورت  $\text{SiO}$  یا  $\text{SiS}$  گاز وارد چدن می‌شود. در ناحیه بوته کوره بلند، هنگامیکه قطرات آهن مذاب از میان لایه سرپاره بالای حوضچه مذاب عبور می‌کند، سیلیس احیاء شده و وارد مذاب می‌شود. دو حالت برای احیاء سیلیس وجود دارد:

حالت اول هنگامی که کک در جلوی لوله‌های دم می‌سوزد بدلیل حرارت زیادی که تولید کرده، دما در این ناحیه افزایش یافته و به حدود ۲۰۰۰ درجه سانتیگراد می‌رسد در نتیجه سیلیس درون خاکستر کک احیاء شده و طبق واکنش (۹-۵) بخار  $\text{SiO}$  تشکیل می‌شود.  $\text{SiO}$  با چدن مذاب واکنش داده و سیلیسیم به صورت واکنش (۱۲-۵) وارد مذاب می‌شود:



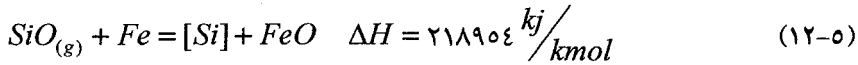
احیاء سیلیس از طریق گاز  $\text{CO}$  هم می‌تواند رخ دهد [۳]:





شکل ۳-۵: تعادل اکسید - فلز و تغییرات پتانسیل اکسیژن با دما برای برخی از مواد در کوره بلند [۷]

جذب سیلیسیم در آهن بر اساس واکنش (۱۲-۵) رخ می‌دهد [۳]:



FeO تولید شده توسط واکنش (۱۲-۵)، بلافاصله با گاز CO موجود در کوره بلند

احیاء می‌شود:



برای یک نمونه کک با ترکیب شیمیایی ۵٪ سیلیس، ۴٪ گوگرد و ۹۰٪ کربن و با فرض اینکه فشار جزئی گاز منواکسید کربن یک اتمسفر باشد همچنین با فرض اینکه در ناحیه احتراق جلوی لوله‌های دم SiO کاملاً به صورت بخار باشد (دمای ۲۰۰۰ درجه سانتیگراد)، فشار جزئی گاز SiO در محدوده  $10^{-3}$  -  $10^{-2}$  اتمسفر است روشن است که مقدار فشار جزئی گاز SiO تابع دمای ناحیه لوله‌های دم است [۳، ۷، ۶۸، ۶۹]. مقدار سیلیسیم چدن در ناحیه بالای لوله‌های دم به یک حد بیشینه می‌رسد سپس همچنان که قطرات چدن از میان سرباره بویه عبور می‌کند و در میان حوضچه مذاب می‌چکد، مقدار آن کاهش می‌یابد. باید توجه کرد که مقدار سیلیسیم چدن مذاب به واکنش بین سیلیس با MnO و FeO سرباره نیز بستگی دارد (در ادامه بحث خواهد شد).

### حالت دوم (م)

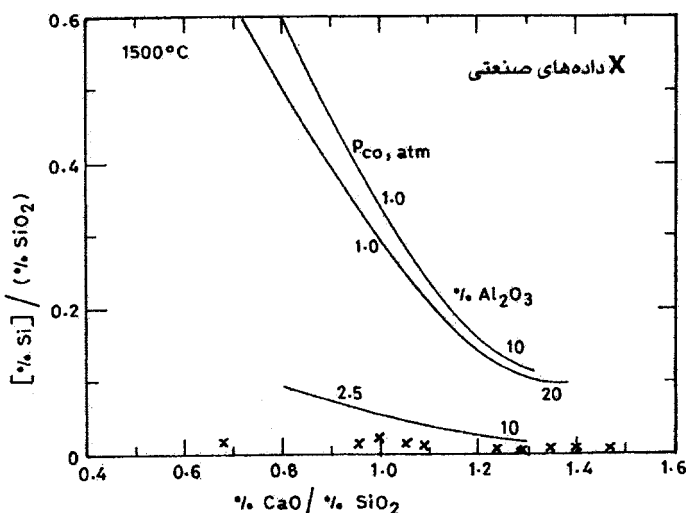
هنگام تماس چدن مذاب با سرباره در دماهای بالا، سیلیس سرباره می‌تواند توسط کربن درون چدن مذاب، احیاء شود [۳، ۷]:



$[C]_{sat}$  نشان‌دهنده کربن اشباع در چدن مذاب در دمای مورد نظر است. واکنش (۱۵-۵) گرماگیر است در نتیجه سرعت واکنش با افزایش دما افزایش می‌یابد. برای یک ترکیب شیمیایی مشخص بار و سرباره مقدار سیلیسیم حل شده در چدن مذاب متناسب با دمای مذاب است.

مقدار تعادلی سیلیسیم در چدن اشباع از کربن تحت سرباره  $SiO_2-Al_2O_3-CaO$  در فشار  $P_{CO} = 1$  اتمسفر توسط پژوهشگران گوناگون مطالعه شده است. ترکدوگان نتایج آزمایشهای پژوهشگران گوناگون را برای شرایط  $P_{CO} = 1$  و  $P_{CO} = 2/5$  اتمسفر جمع‌آوری کرده است که شکل (۵-۴) این نتایج را نشان می‌دهد. نمودار نشان می‌دهد که مقدار تعادلی سیلیسیم در چدن مذاب در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد در شرایط  $P_{CO} = 1$  اتمسفر، محدوده بازبسته ۱/۵-۱ و محدوده سیلیس سرباره ۳۶-۴۴ درصد، ۱۰-۴ درصد است. عدد بدست آمده چندین برابر بیشتر از مقداری است که در حالت واقعی بدست می‌آید. مقدار سیلیسیم چدن در حالت واقعی بیش از ۱/۵ درصد است اما عمدتاً به ۴

درصد نمی‌رسد. به عبارت دیگر مقدار تعادلی سیلیسیم در چدن تولیدی از کوره بلند براساس رابطه (۱۵-۵) بدست نمی‌آید [۶۹،۶۸،۷].



شکل ۵-۴: تغییرات نسبت توزیع تعادلی سیلیسیم بین فلز و سرپاره برحسب بازیسته سرپاره حاوی ۱۰ تا ۲۰ درصد آلومین در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد و فشار گاز منواکسید کربن ۱ و ۲/۵ اتمسفر [۶۹،۷]

با فرض اینکه واکنش (۱۵-۵) مقدار سیلیسیم مذاب را کنترل کند، در این حالت مشکل اصلی نرسیدن به تعادل مربوط به سرعت آهسته واکنش است. فرضیات اولیه برای مقایسه بین اطلاعات آزمایشگاهی و صنعتی، در اعداد بدست آمده خطا ایجاد می‌کند. ترکدوگان موضوع احیاء سیلیس را از دیدگاه ترمودینامیکی مطالعه کرد. با توجه به واکنش (۱۶-۵)، برای حالت استاندارد یک درصد وزنی سیلیسیم مقدار ثابت تعادل و ارتباط آن با دما از رابطه (۱۷-۵) بدست می‌آید [۶۹،۶۸،۷]:



$$K_{\text{Si}} = \frac{[\% \text{Si}] \times \gamma'_{\text{Si}} \times P_{\text{CO}}^r}{a_{\text{SiO}_r} \times a_{[\text{C}]}^r} \Rightarrow \log K_{\text{Si}} = -\frac{30930}{T} + 2.0/450 \quad (17-5)$$

با جایگزینی  $\gamma'_{Si} = 10$ ،  $\gamma_{SiO_2} = \frac{(\%SiO_2)}{60 \times 0.16}$  در رابطه (۵-۱۷)، در چدن اشباع از کربن ( $a_C = 1$ ) که مقدار سیلیسیم آن کمتر از ۲ درصد است، می توان نسبت توزیع تعادلی سیلیسیم بین مذاب و سرباره را بدست آورد. نسبت توزیع تعادلی سیلیسیم بین مذاب و سرباره  $\frac{[Si]}{(SiO_2)}$  از رابطه (۵-۱۸) بدست می آید [۷]:

$$\frac{[\%Si] \times P_{CO}^2}{(\%SiO_2)} = 6.73 \times 10^{-4} \times K_{Si} \times \gamma_{SiO_2} \quad (18-5)$$

رابطه (۵-۱۸) نشان می دهد که توزیع سیلیسیم بین مذاب و سرباره تابع دما، بازیسته سرباره و فشار گاز منواکسید کربن است. برای یک سرباره مشخص، با داشتن مقدار  $K_{Si}$  در هر دمایی و مقدار  $\gamma_{SiO_2}$  در بازیسته های گوناگون می توان نسبت توزیع سیلیسیم بین مذاب و سرباره را بدست آورد. نکته مهم این است که مقدار MgO موجود در سرباره تا ۲۰ درصد، تأثیر چندانی بر مقدار  $\gamma_{SiO_2}$  ندارد. در شکل (۵-۴) نسبت توزیع سیلیسیم بین مذاب و سرباره در شرایط  $P_{CO} = 1$  اتمسفر و دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد برای مقادیر ۱۰ و ۲۰ درصد آلومین موجود در سرباره  $SiO_2-Al_2O_3-CaO$  نشان داده شده است. نتایج حالت  $P_{CO} = 2/5$  اتمسفر و ۱۰ درصد آلومین در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد هم در شکل (۵-۴) آمده است. ترکدوگان از مقادیر  $\gamma_{SiO_2}$  به دست آمده از تحقیقات راین<sup>۱</sup> و چپمن<sup>۲</sup> برای محاسبات شکل (۵-۴) استفاده کرد [۷۰-۷۱]. مقادیر واقعی نسبت سیلیسیم مذاب به سیلیس سرباره، از کارخانه های مختلف جمع آوری و در شکل (۵-۴) نشان داده شده است. مقایسه مقادیر واقعی با مقادیر محاسبه شده نشان می دهد که مقادیر واقعی به مراتب کمتر از مقادیر بدست آمده از رابطه (۵-۱۸) است. از این رو مقدار واقعی سیلیسیم در چدن مذاب کوره بلند کمتر از مقدار نتایج محاسباتی است. ویدال<sup>۳</sup> و پوس<sup>۴</sup> با استفاده از مقدار (۴۱-۲۱) درصد اکسیژن در کوره در فشار ثابت نشان دادند که مقدار سیلیسیم چدن، با توان دوم فشار جزیی گاز منواکسید کربن ( $P_{CO}^2$ ) نسبت عکس دارد. نتایج آزمایشهای آنها نشان داد قسمت اعظم سیلیسیم در منطقه بین لوله های دم و سرباره بوته

1- Rein  
2- Chipman  
3- Vidal  
4- Poos

کوره بلند احیاء می‌شود و واکنش احیاء سیلیسیم با کربن، هنگام چکیدن قطرات مذاب چدن از میان سرباره به تعادل می‌رسد [۷]. از شکل (۵-۴) و معادله (۵-۱۸) نتایج زیر بدست می‌آید:

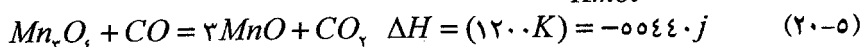
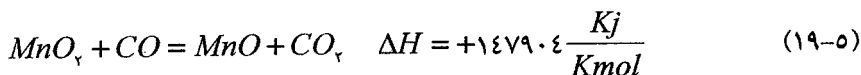
۱- با کاهش دما، مقدار ثابت تعادل سیلیسیم ( $K_{Si}$ ) کمتر می‌شود در نتیجه مقدار سیلیسیم کمتری وارد چدن مذاب می‌شود. بطور کلی مقدار سیلیسیم چدن ارتباط خطی با دمای کوره بلند دارد.

۲- با افزایش نسبت بازیسته سرباره، مقدار  $\gamma_{SiO_2}$  کاهش و در نهایت سیلیسیم مذاب کم می‌شود.

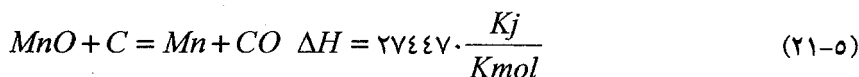
۳- افزایش  $P_{CO}$ ، نسبت توزیع سیلیسیم بین مذاب و سرباره را کاهش می‌دهد. براساس معادله (۵-۱۸)، در دماهای کمتر از ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد، مقدار سیلیسیم چدن بسیار کم است. با زیاد شدن دما، مقدار ثابت تعادل سیلیسیم ( $K_{Si}$ ) به شدت افزایش می‌یابد. بطوریکه به ازای هر ۱۰۰ درجه سانتیگراد افزایش دما، ثابت تعادل سیلیسیم ( $K_{Si}$ ) ۱۰ برابر بزرگتر می‌شود. در نتیجه سرعت احیاء سیلیسیم زیاد می‌شود. ذکر این نکته ضروری است که برای چدن تولیدی از کوره بلند یک حد کمینه سیلیسیم لازم است. مقادیر کمتر از آن حد کمینه مشکلاتی از جمله: افزایش شدید ویسکوزیته سرباره بدلیل غلظت زیاد سیلیس و FeO، افزایش مقدار گوگرد چدن و کاهش یکنواختی کار کوره بلند، ایجاد می‌کند [۶۷].

### ۵-۴-۱ احیاء منگنز

منگنز همراه کانه‌های آهن یا همراه مواد گداز آور به صورت اکسید، سیلیکات و فسفات وارد کوره بلند می‌شود. مهمترین کانه منگنز، دی‌اکسید منگنز است. این ماده بسیار ناپایدار است و بلافاصله بعد از ورود به کوره بلند، احیاء و تبدیل به  $Mn_2O_3$  می‌شود. البته ممکن است دی‌اکسید منگنز براساس واکنش (۵-۱۹) به MnO احیاء شود. در نهایت  $Mn_2O_3$  در توره کوره بلند براساس واکنش گرمای (۵-۲۰)، به MnO احیاء می‌شود [۷، ۳]:



در واکنش (۵-۲۰)، در محدوده دمایی ۹۰۰-۷۰۰ درجه سانتیگراد نسبت تعادلی CO به CO<sub>۲</sub> برابر با ۰/۰۰۲-۰/۰۰۱ است که این مقدار به مراتب کمتر از نسبت تعادلی موجود در تنوره کوره بلند است. پس Mn<sub>۲</sub>O<sub>۳</sub> در نقاط بالایی یا میانی کوره بلند قبل از رسیدن به پایین کوره کاملاً احیاء و تبدیل به MnO می‌شود. حرارت آزاد شده از واکنش احیاء در دمای ۹۰۰ درجه سانتیگراد ۱۸۴۱۰ ژول به ازای یک گرم اتم منگنز است در حالیکه در همین دما برای احیاء هماتیت به FeO، ۲۹۲۹ ژول به ازای یک گرم اتم آهن، گرما آزاد می‌شود [۷]. بنابراین اگر مقدار Mn<sub>۲</sub>O<sub>۳</sub> زیاد باشد مانند حالتی که از فرومنگنز استفاده می‌شود، دما در ناحیه تنوره کوره بلند تا ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد افزایش می‌یابد و واکنش بودارد منطقه قابل توجهی از ارتفاع کوره بلند را می‌پوشاند. بنابراین اگر کانه منگنز ابتدا به MnO تبدیل شود (این عمل توسط گاز خروجی کوره بلند قبل از شارژ مواد انجام می‌شود)، احتمال اینکه مصرف کک بواسطه واکنش بودوارد کاهش یابد، وجود دارد. احیاء منواکسید منگنز توسط گاز منواکسید کربن مشکل است زیرا در دمای ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد، نسبت تعادلی CO به CO<sub>۲</sub> برابر با ۱۰۴ است. پس MnO مستقیماً توسط کربن در پایین کوره بلند براساس واکنش (۵-۲۱) احیاء می‌شود [۷، ۳].



انرژی آزاد استاندارد تشکیل MnO، منفی‌تر از وستیت اما نسبت به سیلیس مثبت‌تر است پس دمای احیاء آن بین این دو ترکیب است (شکلهای ۵-۳ و ۵-۵). واکنش احیاء MnO در دماهای بالاتر از ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد رخ می‌دهد و حرارت زیادی را جذب می‌کند. برخلاف سیلیس و گوگرد که ترکیبات گازی مانند SiO و SiS تشکیل می‌دهند، در رابطه با منگنز هیچ ترکیب گازی تشکیل نمی‌شود. پس جذب منگنز توسط مذاب در ناحیه شکم کوره بلند کمتر از سیلیسیم یا گوگرد است (در رابطه با گوگرد در ادامه صحبت خواهد شد). اما هنگامیکه آهن و سرباره مذاب دارای MnO از بالای کک گذاخته عبور می‌کنند، مقداری منگنز وارد مذاب آهن می‌شود. اگر فرض شود که واکنشهای توزیع منگنز بین سرباره و چدن مذاب، هنگام حرکت قطرات چدن مذاب اشباع از کربن از میان لایه سرباره رخ دهد (مانند سیلیسیم)، در این صورت با بدست آوردن ثابت

تعدادل واکنش (۲۲-۵)، نسبت توزیع تعادلی منگنز بین سرباره و مذاب بدست می آید  
[۷، ۶۸، ۳]:

$$(MnO) + [C]_{sat} = [\%Mn] + CO \quad (22-5)$$

ثابت تعادل این واکنش از رابطه (۲۳-۵) بدست می آید:

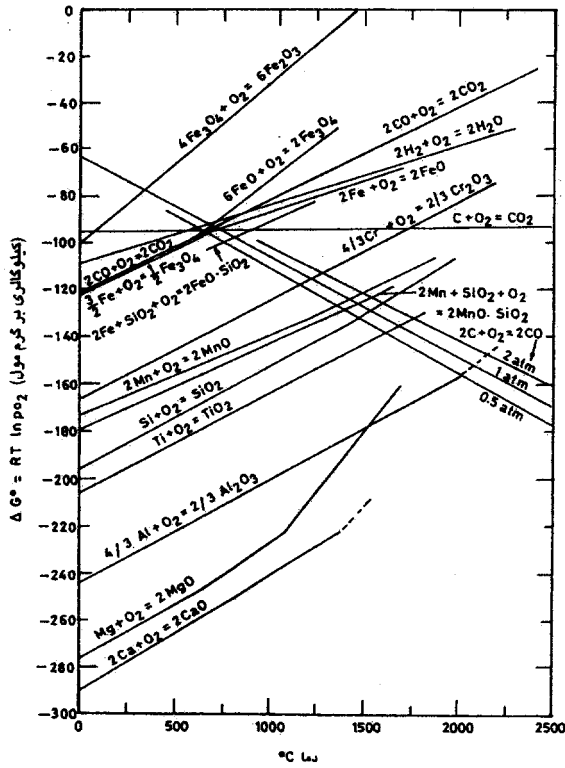
$$K_{Mn} = \frac{[\%Mn] \cdot \gamma'_{Mn} \cdot P_{CO}}{a_{MnO} \cdot a_c} \Rightarrow \log K_{Mn} = -\frac{15090}{T} + 10.97 \quad (23-5)$$

با فرض اینکه چون مذاب اشباع از کربن است ( $a_c = 1$ ) و ضریب اکتیویته منگنز برابر با  $\gamma'_{Mn} = 0.8$  باشد، برای چدن مذاب اشباع از کربن با جایگذاری

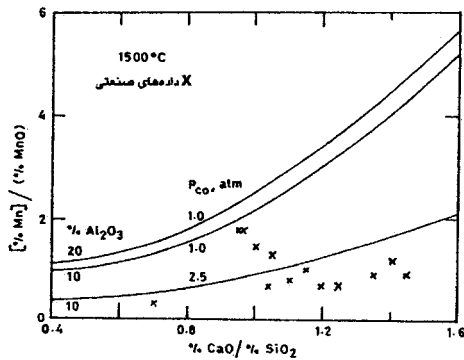
$a_{MnO} = \frac{(\%MnO) \times \gamma_{MnO}}{71 \times 1/75}$  در رابطه (۲۳-۵)، نسبت تعادلی منگنز در چدن مذاب به سرباره  $\frac{[\%Mn]}{(\%MnO)}$  از رابطه (۲۴-۵) بدست می آید [۷]:

$$\frac{[\%Mn] \times P_{CO}}{(\%MnO)} = 1/0.7 \times 10^{-2} \times K_{Mn} \times \gamma_{MnO} \quad (24-5)$$

معادله (۲۴-۵) نشان می دهد نسبت توزیع تعادل منگنز بین چدن مذاب و سرباره تابع دما، فشار گاز منواکسید کربن و بازیسته سرباره است.  $\gamma_{MnO}$  تابع بازیسته است. با افزایش بازیسته سرباره، مقدار  $\gamma_{MnO}$  زیاد می شود در حالیکه  $\gamma_{SiO_2}$  کاهش می یابد. اما ارتباط  $K_{Mn}$  با دما مانند  $K_{Si}$  نمی باشد مقدار  $K_{Mn}$  به ازای هر ۱۰۰ درجه سانتیگراد افزایش در دما ۳ تا ۴ مرتبه بزرگ می شود، در حالیکه مقدار  $K_{Si}$  ۱۰ برابر می شود. فشار هم اثر چندانی ندارد زیرا  $K_{Si}$  با  $(P_{CO})^2$  متناسب است در حالیکه  $K_{Mn}$  متناسب با  $P_{CO}$  است. تغییرات توزیع منگنز بین فلز مذاب و سرباره با بازیسته، در  $P_{CO} = 1$  اتمسفر و دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد که از معادله (۲۴-۵) بدست می آید، در شکل (۶-۵) نشان داده شده است.



شکل ۵-۵: نمودار اینگهام برخی از ترکیبات اکسیدی موجود در کوره بلند [۷]



شکل ۵-۶: تغییرات نسبت توزیع تعادلی منگنز بین فلز و سربراره برحسب بازبسته سربراره حاوی ۱۰ و ۲۰ درصد آلومین در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد و فشار گاز منواکسید کربن ۱ و ۲/۵ اتمسفر

ترکدوگان مقادیر  $\gamma_{MnO}$  را از نتایج آزمایشهای آبراهام<sup>۱</sup> بدست آورد و از آنها برای محاسبات خود استفاده کرد [۶۸]. نمودار در حالت  $P_{CO} = 2/5$  و سرباره حاوی ۱۰ درصد آلومین هم در شکل (۶-۵) رسم شده است. نمایش اطلاعات بدست آمده از کارخانه‌ها (مقادیر واقعی) در شکل (۶-۵) نشان می‌دهد مقدار واقعی  $\frac{[\%Mn]}{(\%MnO)}$  یا مقدار واقعی منگنز در چدن مذاب، در  $P_{CO} = 1$  کمتر از مقدار تعادلی است که از رابطه (۵-۲۴) بدست می‌آید.

با مشاهده شکل (۶-۵) مشخص می‌شود که مقادیر واقعی منگنز در چدن مذاب در فشار  $P_{CO} = 2/5$  اتمسفر به مقدار تعادلی نزدیک می‌شود. در نهایت می‌توان گفت که احیاء منگنز توسط عوامل زیر آسان‌تر می‌شود:

۱- در اثر انحلال منگنز در آهن مذاب، اکتیویته منگنز کاهش یافته و احیاء منگنز آسان می‌شود.

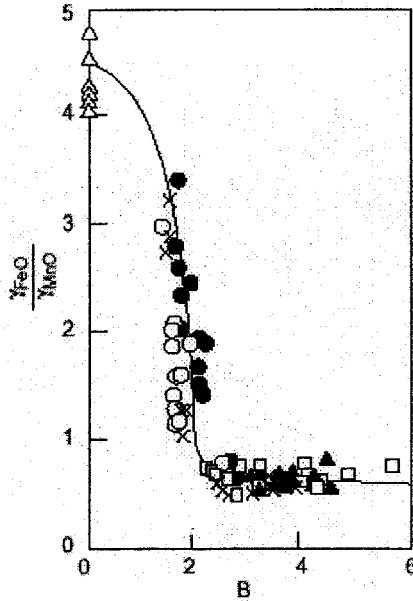
۲- افزایش ضریب اکتیویته MnO با استفاده از سرباره‌های بازی قوی. چون MnO خاصیت بازی دارد در نتیجه ضریب اکتیویته آن با افزایش آهک در سرباره زیاد و با افزایش سیلیس کم می‌شود. شکل (۷-۵) نشان می‌دهد که با زیاد شدن بازیسته سرباره مقدار  $\gamma_{MnO}$  افزایش می‌یابد.

۳- چون واکنش احیاء MnO گرماگیر است پس افزایش دما انحلال منگنز را آسان می‌کند.

۴- افزایش سیلیسیم چدن مذاب ریزه انحلال گرم‌مای سیلیسیم در چدن مذاب به فرآیند انحلال منگنز کمک می‌کند.

در کوره بلند افزایش انحلال منگنز در چدن مذاب مطلوب است. این مسئله به دلیل قیمت بالاتر چدنهای منگنزدار و همچنین اثر مفید آن در فرایندهای فولادسازی است. اگرچه براساس روابط تعادلی (شکل ۶-۵)، انتظار است که درصد بازیابی منگنز در محدوده ۹۰-۸۵ درصد باشد اما مقدار واقعی بازیابی منگنز در محدوده ۷۰-۶۰ درصد در چدنهای با سرباره بازی، ۶۰-۵۰ درصد برای سرباره اسیدی و ۹۰-۸۵ درصد هنگام استفاده از فرومنگنز است [۷]. برای احیاء بیشتر منگنز و سیلیسیم به دماهای بالاتر نیاز است در

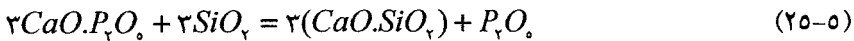
نتیجه از کوره‌هایی که تحمل دمای بالاتری را دارند مانند کوره‌های الکتریکی استفاده می‌شود.



شکل ۵-۷: تغییرات ضریب اکتیویته اکسید منگنز با بازبسته سراره [۳]

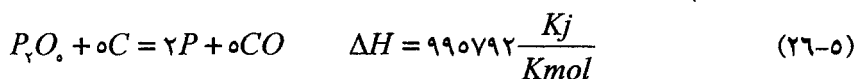
### ۵-۴-۵ احیاء فسفر

قسمت اعظم فسفر از طریق کک، مواد گداز آور، کانه آهن و کانه منگنز وارد کوره بلند می‌شود. فسفر به صورت فسفات در بیشتر کانه‌های آهن موجود است. سیلیس براساس واکنش (۲۵-۵)، به شکستن پیوندهای فسفات کمک می‌کند و به صورت غیرمستقیم به احیاء ترکیبات فسفر کمک می‌کند [۱۵].



احیاء فسفر در دماهای بالا رخ می‌دهد اما برخلاف سیلیسیم و منگنز، فسفر بطور کامل در کوره بلند احیاء می‌شود یعنی تمامی فسفر بار ورودی احیاء و وارد چدن می‌شود. بدلیل اثرات زیان آور فسفر در فولاد و مشکلات مربوط به حذف فسفر هنگام فولادسازی، افزایش فسفر در چدن از قیمت آن می‌کاهد. بنابراین بایستی مقدار فسفر بار ورودی به

کوره بلند را کنترل کرد. با توجه به اینکه کانه‌های آهن و کک مهمترین منشأ ورود فسفر است. از این رو کانه‌های آهن کم فسفر اهمیت زیادی دارند و چنانچه مقدار فسفر در کانه آهن زیاد باشد. بایستی عملیات کانه‌آرایی بر روی آن انجام داد. همچنین با کنترل ترکیب شیمیایی خاکستر کک می‌توان مقدار فسفر ورودی را تا حد زیادی کاهش داد. حذف کامل فسفر از بار ورودی امکان‌پذیر نیست. در نتیجه همواره مقداری فسفر وارد کوره بلند می‌گردد. احیاء فسفر در ناحیه پایین کوره بلند که دما بالا است توسط کربن براساس واکنش (۲۶-۵) انجام می‌شود [۷، ۱۵]:



پنتااکسید فسفر در ناحیه پایین کوره بلند بخار می‌شود و می‌تواند مستقیماً با کک داغ واکنش دهد. کربن یا مستقیماً از کک تأمین شده یا از طریق واکنش بودوارد یا کربن حل شده در چدن مذاب به احیاء فسفر کمک می‌کند. بیش از ۹۰ درصد فسفر ورودی به کوره بلند وارد چدن خام می‌شود و بقیه آن جذب سرباره می‌شود یا توسط گاز خروجی از کوره بلند خارج می‌شود یا ممکن است جذب نسوزهای جداره کوره بلند شود. فسفر احیاء شده توسط قطرات چدن مذاب که از میان سرباره عبور می‌کند جذب می‌شود. اگر فشار جزئی منواکسید کربن در واکنش (۲۶-۵) برابر یک اتمسفر باشد، اکتیویته اکسیژن در چدن مذاب اشباع از کربن در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد در حدود  $10^{-5}$  است. در این حالت اکتیویته پنتااکسید فسفر در سرباره بسیار کم است و عملاً تمامی فسفر در چدن مذاب حل می‌شود.

#### ۵-۴-۶) احیاء سایر عناصر

کانه‌های آهن اکسیدهای خالص نمی‌باشند کک هم کربن خالص نیست. کانه آهن و سایر مواد ورودی به کوره بلند دارای ناخالصی‌های زیادی است و بیشتر آنها هنگام آهن‌سازی احیاء می‌شود. مواد احیاء شده ممکن است در آهن حل شوند یا همراه با گاز خروجی از کوره بلند خارج شده یا به سرباره بروند یا جذب نسوزهای کوره بلند شوند. اکسیدهای نیکل، مس و سرب به آسانی در کوره بلند احیاء می‌شوند. این اکسیدها (به غیر از اکسید سرب)، پس از احیاء در چدن مذاب حل شده و در آن باقی می‌مانند. در ادامه در رابطه با احیاء سایر اکسیدهای فلزی همراه آهن بحث خواهد شد.

## ۵-۴-۱) احیاء روی

روی به مقدار کم در بیشتر کانه‌ها یافت می‌شود و عمدتاً به صورت فریت‌های روی، سیلیکات روی و سولفیدهای روی  $(Zn, Fe)S$  یا  $ZnS$  است که همگی به سختی در کوره بلند احیاء می‌شوند. سولفیدهای روی در تنوره کوره بلند به اکسیدهای کمپلکس تبدیل می‌شوند اما ترکیبات سیلیکاتی روی مشکل‌تر از فریت‌های آن احیاء می‌شوند. اکسید روی توسط گاز  $CO$ ، براساس واکنش  $(5-27)$ ، در نواحی پایین کوره بلند که دما بالای  $1000$  درجه سانتیگراد است. احیاء و فلز روی بصورت بخار بدست می‌آید (دمای جوش فلز روی  $907$  درجه سانتیگراد است).



مقدار ثابت تعادل واکنش  $(5-27)$ ، در دماهای گوناگون در جدول  $(5-1)$  آمده است.

جدول ۵-۱: تغییرات ثابت تعادل واکنش  $(5-27)$  با دما [۷]

| دما (درجه سانتیگراد) | ۱۲۰۰ | ۱۰۰۰ | ۸۰۰     | ۶۰۰     |
|----------------------|------|------|---------|---------|
| ثابت تعادل           | ۰/۲  | ۰/۰۳ | ۰/۰۰۰۱۴ | ۰/۰۰۰۰۱ |

مشاهده می‌شود مقدار ثابت تعادل در دماهای کمتر از  $1000$  درجه سانتیگراد بسیار کم است. میزان احیاء تابع ضریب اکتیویته  $ZnO$  در ترکیبات اکسیدی روی است. در دماهای بالا روی به صورت بخار است و همراه با سایر گازها به طرف بالای کوره بلند حرکت می‌کند. در نقاط بالایی کوره بلند که دما کمتر از  $400$  درجه سانتیگراد است فرآیند میعان رخ می‌دهد و بدلیل کم بودن پتانسیل احیایی نقاط بالایی کوره بلند، روی بصورت اکسید در می‌آید. قسمتی از اکسید روی که ذرات آن بسیار ریز است همراه با گاز خروجی از کوره بلند بیرون می‌رود اما قسمتی از آن در کوره بلند باقی می‌ماند و باعث تخریب نسوزهای کوره بلند می‌شود. ممکن است مقداری از بخار روی در آجرهای نسوز یا اتصالات آنها نفوذ کند و هنگام سرد شدن به صورت فلز روی رسوب کند. قسمتی از روی که دوباره اکسید شده همراه بار ورودی به سمت پایین کوره بلند حرکت کرده و در آنجا که دما زیاد است دوباره احیاء می‌شود. در نتیجه روی یک چرخه احیاء - اکسید را

مانند برخی از مواد قلیایی در کوره بلند طی می‌کند. با توجه به موارد گفته شده روی وارد چدن خام نمی‌شود.

#### ۵-۴-۶) احیاء سرب

سرب در کانی‌های آهن به مقدار بسیار کم وجود دارد. برخی از کانه‌های اسپانیا و پرتغال حاوی مقدار قابل توجهی سرب است [۳]. سرب در کوره بلند احیاء می‌شود و چون فشار بخار آن زیاد است قسمت اعظم آن بخار می‌شود. بخار سرب همراه با سایر گازها به طرف نواحی بالاتر کوره بلند حرکت می‌کند و در اثر سرد شدن در نواحی بالایی کوره بلند، بخشی از آن مجدداً اکسید می‌شود. ذرات اکسید سرب همراه با غبار کوره بلند خارج می‌شود. ذرات اکسید سرب یکی از مهمترین مواد آلوده کننده محیط زیست است. قسمتی از سرب که در نقاط بالایی کوره بلند اکسید نشده است، بطرف پایین کوره حرکت می‌کند و به دلیل وزن مخصوص بالای سرب و عدم انحلال آن در چدن مذاب، در کف بوته ذوب جمع می‌شود. بواسطه دمای بالای بوته کوره بلند مقداری از سرب در نسوزهای کف بوته نفوذ کرده و باعث تخریب آنها می‌شود. واکنش احیاء اکسید سرب در کوره بلند بصورت زیر است:



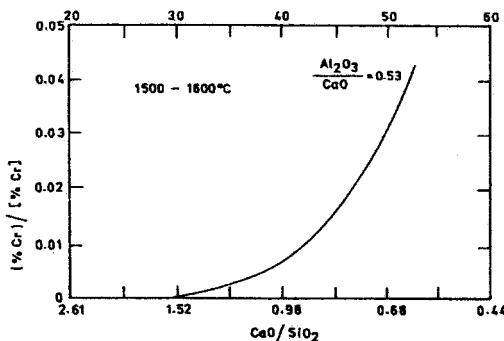
نسبت تعادلی گاز دی‌اکسید کربن به منواکسید کربن در دماهای ۳۰۰ و ۱۲۵۰ درجه سانتیگراد به ترتیب ۰/۰۰۱ و ۰/۰۶ است [۷]. ممکن است بخار سرب در نسوزهای تنوره کوره بلند نفوذ کرده و آنها را تخریب کند یا بر روی صفحات خنک کننده رسوب کند و مانع از عمل انتقال حرارت شود.

#### ۵-۴-۳) کرم

کرم به صورت‌های گوناگون در طبیعت وجود دارد اما مهمترین کانه آن کرمیت ( $FeO.Cr_2O_3$ ) است. احیاء کرم تابع بازیسته سرباره کوره بلند و دما است. حدود ۶۰-۵۰ درصد کرم در کوره بلند احیاء شده و وارد چدن می‌شود. در اتمسفر منواکسید کربن خالص، کرم به صورت اکسید  $CrO$  در سرباره موجود است و احیاء آن توسط کربن از واکنش (۲۹-۵) تبعیت می‌کند [۷]:



در دمای ۱۴۰۰ درجه سانتیگراد، مقدار  $\Delta G^\circ$  واکنش اکسیداسیون کرم به CrO، برابر با ۳۸۹- کیلوژول است. در حالیکه در این دما، مقدار  $\Delta G^\circ$  برای واکنش  $Fe/FeO$  برابر با ۳۱۴- کیلوژول و برای  $Mn/MnO$  برابر با ۵۲۳- کیلوژول است [۳، ۶]. بنابراین از دیدگاه ترمودینامیکی انتظار می‌رود که CrO احیاپذیری بیشتری نسبت به MnO داشته باشد. پس مقدار بیشتری کرم در مقایسه با منگنز احیاء و وارد چدن مذاب شود. بعبارت دیگر هنگامیکه احیاء منگنز در کوره بلند در محدوده ۷۰-۶۵ درصد است. احیاء کرم حدود ۹۰ درصد است. احیاء کرم تابع اکتیویته CrO است و CrO یک اسید بسیار ضعیف است [۷]. بنابراین، با افزایش بازیسته سرباره مقدار اکتیویته اکسید کرم کاهش یافته در نتیجه احیاء آن با افزایش بازیسته سرباره کاهش می‌یابد. اما شکل (۵-۸) نشان می‌دهد بازیابی کرم با افزایش بازیسته سرباره زیاد می‌شود. این مسئله احتمالاً به دلیل مشارکت سیلیسیم در واکنشها است. زیرا مطالب مطرح شده در بالا برای حالت بدون سیلیس صادق است. در صورت وجود سیلیس در مواد ورودی (شرایط واقعی)، اکتیویته سیلیس در سرباره سریعتر از اکتیویته CrO با افزایش بازیسته کاهش می‌یابد. بعبارت دیگر سیلیس سریعتر از اکسید کرم در سرباره‌های قلیایی حل می‌شود. هنگامیکه بازیسته سرباره بیشتر از ۱/۴ باشد و توزیع سیلیسیم در شرایط تعادلی امکان‌پذیر باشد تمامی کرم احیاء و وارد چدن مذاب می‌شود [۳].



شکل ۵-۸: تغییرات توزیع کرم بین چدن اشباع از کربن و سرباره با بازیسته سرباره [۷]

## ۰-۶-۴-۴) تیتانیم

تیتانیم به صورت ایلمنیت یا گاهی اوقات روتیل ( $TiO_2$ ) همراه مواد خام وارد کوره بلند می‌شود. روتیل پایدارتر از سیلیس است، در نتیجه به سختی در کوره بلند احیاء می‌شود. قسمت اعظم این اکسید در سرباره باقی مانده و باعث افزایش ویسکوزیته سرباره می‌شود. چنانچه نیتريد، کاربید یا کربونیتريد های تیتانیم در ناحیه پایین کوره بلند تشکیل شود، مشکلات بیشتری ایجاد می‌گردد. زیرا حلالیت این ترکیبات در چدن مذاب بسیار کم است (حدود ۰/۳ درصد برای کاربید تیتانیم و ۰/۲ درصد برای کربونیتريد تیتانیم) از طرفی دمای ذوب بسیار بالایی هم دارند. بعنوان مثال دمای ذوب کاربید تیتانیم ۳۱۵۰ درجه سانتیگراد و کربونیتريد تیتانیم ۲۹۵۰ درجه سانتیگراد است. در نتیجه به صورت ذرات جامد در سرباره باقی مانده و ویسکوزیته سرباره را افزایش می‌دهند. با افزایش مقدار بازیسته سرباره، انحلال اکسید تیتانیم زیاد می‌شود. در نتیجه دمای ذوب همچنین ویسکوزیته سرباره افزایش می‌یابد. اما در سرباره‌های اسیدی این اثر ناچیز است. اکسید تیتانیم در بوته کوره بلند توسط کربن یا سیلیسیم یا مخلوط هر دو می‌تواند احیاء شود [۷]:



برای چدن اشباع از کربن ( $a_C=1$ ) ثابت تعادل واکنش (۳۰-۵) از رابطه زیر بدست می‌آید [۷]:

$$\log k = \log \frac{a_{Ti} \times P_{CO}^2}{a_{TiO_2}} = \frac{-36000}{T} + 18/29 \quad (31-5)$$

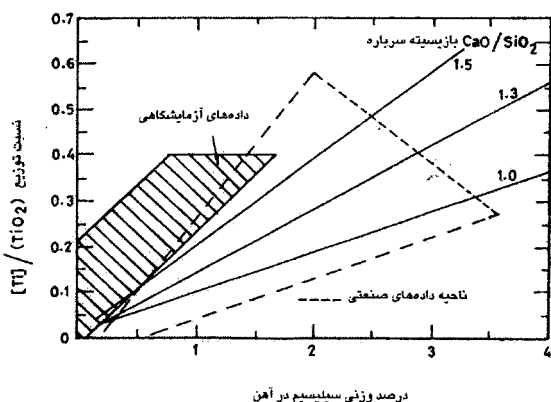
مقدار ثابت تعادل واکنش (۳۰-۵) در دمای ۱۴۰۰ درجه سانتیگراد، برابر با ۰/۰۰۰۵ است. احتمال دارد که احیاء اکسید تیتانیم همراه با احیاء سیلیس باشد (مانند ارتباط احیاء سیلیس و اکسید منگنز که در بخشهای قبل بیان شد). زیرا نتایج آزمایشگاهی و اطلاعات بدست آمده از بیشتر کارخانه‌ها نشان داده‌اند با زیاد شدن مقدار سیلیسیم چدن و یا افزایش بازیسته سرباره مقدار تیتانیم چدن افزایش می‌یابد [۵۸]. ارتباط احیاء اکسید تیتانیم سرباره توسط سیلیسیم چدن مذاب را می‌توان براساس واکنش (۳۲-۵) نشان داد [۷]:



$$K = \frac{a_{Ti} \cdot a_{(SiO_2)}}{(a_{TiO_2}) \cdot a_{Si}} \Rightarrow \frac{a_{Ti}}{a_{(TiO_2)}} = K \frac{a_{Si}}{a_{(SiO_2)}} \quad (5-33)$$

افزایش بازیسته سرباره، آهن را بیشتر از تیتانیم چدن

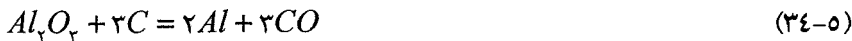
براساس رابطه (۳۳-۵) افزایش دما، ثابت تعادل را افزایش می‌دهد. با زیاد شدن بازبسته سرباره تیتانیم بیشتری احیاء می‌شود زیرا با زیاد شدن بازبسته سرباره، اکتیویته سیلیس کاهش یافته پس واکنش (۳۲-۵) به سمت راست می‌رود. این نتایج در شکل (۹-۵) آمده است. بنابراین مقدار تیتانیم احیاء شده از سرباره تابع سرعت احیاء آن توسط سیلیسیم درون چدن خام است. قبلاً بیان شد که سیلیسیم سرباره از طریق گازهایی مانند  $\text{SiO}$  و  $\text{SiS}$  می‌تواند وارد چدن شود. برخلاف سیلیسیم، تیتانیم در شرایط کوره بلند هیچ ترکیب گازی تشکیل نمی‌دهد. بنابراین هنگام عبور قطرات چدن مذاب حاوی سیلیسیم از میان لایه‌های سرباره بوته مذاب، اکسید تیتانیم توسط سیلیسیم چدن احیاء می‌شود. بنابراین مقدار تیتانیم حل شده در چدن مذاب تابع مقدار سیلیسیم موجود در چدن است و چون در شرایط کوره بلند در هر دمایی مقدار محدودی سیلیسیم در چدن حل می‌شود در نتیجه مقدار تیتانیم حل شده در چدن محدود و مشخص است. از طرفی چون برای انجام احیاء تماس مناسب بین مواد لازم است بنابراین احیاء اکسید تیتانیم توسط سیلیسیم چدن مذاب به کندی رخ دهد.



شکل ۵-۹: ارتباط بین توزیع تیتانیم بین سرباره و مذاب با مقدار سیلیسیم مذاب [۷]

## ۵-۶-۴-۵) آلومینیم

همواره تصور بر این است که اکسید آلومینیم در کوره بلند احیاء نمی‌شود اما پژوهشهای ساساکی<sup>۱</sup>، ناکازاوا<sup>۲</sup> و استروپ<sup>۳</sup> [۷۱،۷] نشان داده است امکان احیاء اکسید آلومینیم در کوره بلند وجود دارد. با توجه به انرژی آزاد واکنشهای (۳۴-۵) و (۳۵-۵)، احتمال تشکیل بخارهای آلومینیم و  $Al_2O_3$  در اطراف لوله‌های دم که دما در آن نواحی به ۲۰۰۰ درجه سانتیگراد می‌رسد، وجود دارد.



واکنشهای (۳۴-۵) و (۳۵-۵)، در ناحیه بوته کوره بلند انجام نمی‌شود زیرا اکتیویته اکسید آلومینیم و دمای آن ناحیه کم است. اما اکتیویته اکسید آلومینیم در خاکستر کک به اندازه‌ای است که در ناحیه لوله‌های دم بتواند واکنش دهد. همچنین دمای در آن ناحیه، بالای ۲۰۰۰ درجه سانتیگراد است و امکان دارد که مقداری از اکسید آلومینیم، به بخار  $Al_2O_3$  و Al تبدیل شود (مانند حالت احیاء سیلیس که به SiO<sub>2</sub> گازی تبدیل می‌شود). بخارهای ترکیبات آلومینیم همراه با سایر گازهای آزاد شده، در کوره بلند بطرف بالا حرکت می‌کند. در بالای کوره بلند در اثر کاهش دما، دوباره توسط مخلوط گازی CO و CO<sub>2</sub> اکسید می‌شوند.

## ۵-۶-۴-۵) کلسیم و منیزیم

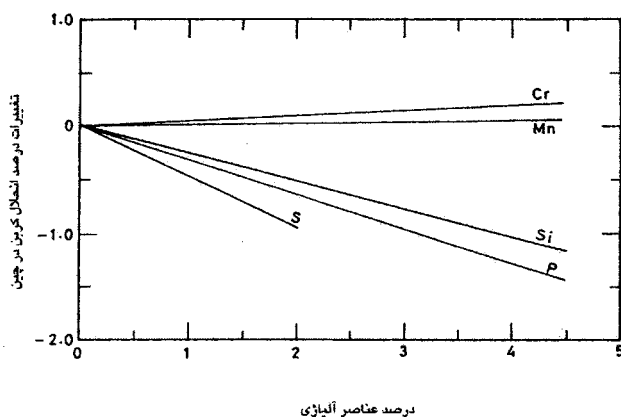
اکسیدهای منیزیم و کلسیم اکسیدهای بسیار پایدار می‌باشند و در شرایط کوره بلند احیاء نمی‌شوند بلکه بصورت ترکیبات سه‌تایی وارد سرباره می‌شوند. برخی از پژوهشگران معتقدند که مقدار جزئی از این اکسیدهای، در اطراف لوله‌های دم احیاء و تبخیر می‌شوند. مدارک واقعی در رابطه با تولید بخار منیزیم در ناحیه لوله‌های دم توسط جون<sup>۴</sup> و همکارانش بدست آمده است [۷]. اما ساساکی و ناکازاوا بطور غیرمستقیم از طریق ترکیباتی مانند  $CaO \cdot SiO_2$  و MgO و سیلیکات آلومینیم - منیزیم - پتاسیم، مدارکی در رابطه با تبخیر یا تجزیه اکسیدهای منیزیم و کلسیم در کوره بلند بدست آوردند [۷].

1- Sasaki  
2- Nakazawa  
3- Stroup  
4- Jon

## ۵-۴-۷) کربوره شدن آهن در ناحیه پایین کوره بلند

در نواحی پایین شکم کوره بلند، قطرات آهن مذاب هنگام عبور از بستر کک گداخته، مقدار قابل ملاحظه‌ای (نزدیک حد حلالیت) کربن را در خود حل می‌کنند. تجزیه شیمیایی نشان داده که نمونه‌های آهن این منطقه، اغلب دارای ۳-۲/۵ درصد کربن می‌باشند. با توجه به نمودار فاز آهن - کربن، دمای اوتکتیک حدود ۱۱۴۷ درجه سانتیگراد است و آهن در این ناحیه دارای ۴/۵ درصد کربن است. نمودار نشان می‌دهد که به ازای هر ۱۰۰ درجه سانتیگراد افزایش دما، حدود ۰/۳ درصد حلالیت کربن بیشتر می‌شود. بنابراین در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد، آهن بایستی در حدود ۵/۲ درصد کربن داشته باشد. اما مقدار کربن نمونه‌های چدن خام بدست آمده از کوره بلند در محدوده دمایی ۱۴۵۰-۱۳۵۰ درجه سانتیگراد، در حدود ۲/۵ تا ۴/۵ درصد می‌باشد. این مسئله بدلیل اثر عناصر ناخالصی محلول در چدن خام و تأثیر آنها بر روی حلالیت کربن می‌باشد که باعث می‌شود مقدار کربن هیچگاه به حد اشباع نرسد.

سیلیسیم از جمله عناصری است که حلالیت کربن را کاهش می‌دهد. تقریباً به ازای هر ۱ درصد افزایش سیلیسیم در آهن، ۰/۳ درصد از حلالیت کربن کم می‌شود. اما افزایش انحلال سیلیسیم در چدن خام با زیاد شدن دمای بوته کوره بلند بدست می‌آید. همچنین حلالیت کربن هم با دما زیاد می‌شود از طرف دیگر چدن‌هایی که سیلیسیم کمی دارند، مقدار کربن آنها هیچگاه از ۳/۵ درصد بیشتر نمی‌شود. فسفر هم حلالیت کربن را کاهش می‌دهد. به ازای ۱ درصد افزایش فسفر در چدن خام، ۰/۳ درصد از حلالیت کربن کم می‌شود. اما منگنز برعکس سیلیسیم و فسفر، حلالیت کربن را در چدن خام افزایش می‌دهد. به ازای هر ۱ درصد منگنز حل شده در چدن خام، حلالیت کربن در حدود ۰/۱ درصد افزایش می‌یابد. چنانچه عناصر کاربیدزا مانند کرم و تیتانیم در چدن خام موجود باشند، مقدار کربن حل شده را افزایش می‌دهند. شکل (۵-۱۰)، اثر عناصر گوناگون را بر حلالیت کربن در چدن خام نشان می‌دهد. با سرد شدن مذاب در پاتیل، کربن اضافه، به صورت گرافیت جدا می‌شود.



شکل ۵-۱۰: اثر برخی از ناخالصیها بر روی حلالیت کربن در چدن خام [۷]

### ۵-۵) گوگردزدایی

گوگرد همراه مواد اولیه و خاکستر کک به صورت سولفید آهن، سولفید کلسیم و مواد آلی گوگرددار وارد کوره بلند می‌شود. در کانه‌های آهن، گوگرد به صورت سولفید آهن است و در مواد گداز آور به صورت سولفید یا سولفات موجود است. مقدار گوگرد همراه کانه‌ها یا مواد گداز آور به مراتب کمتر از مقداری است که همراه کک وارد کوره بلند می‌شود. حدود ۸۰ درصد گوگرد توسط کک وارد کوره بلند می‌شود و بقیه آن توسط سنگ معدن و مواد گداز آور. از این رو کنترل مقدار گوگرد کک بسیار مهم است. بسته به منشأ کانه‌ها و کک، مقدار گوگرد آنها متغیر است. معمولاً، گوگرد همراه کانه‌ها یا مواد گداز آور در حدود ۱ تا ۲ کیلوگرم به ازای هر تن چدن تولیدی است در حالیکه، گوگردی که در کک است ۴ تا ۱۰ کیلوگرم به ازای هر تن چدن است (برای مصرف کک ۶۰۰ کیلوگرم به ازای هر تن چدن) [۷]. برخلاف فسفر، قسمت اعظم گوگرد در کوره بلند توسط سرباره جذب می‌شود. در حدود ۸۵ درصد گوگرد توسط سرباره جذب می‌شود و ۱۳ درصد آن، بصورت گاز از کوره بلند خارج شده و حدود ۲ درصد گوگرد باقی مانده، وارد چدن می‌شود. جدول (۵-۲)، یک توازن کلی از گوگرد را در محصولات کوره بلند نشان می‌دهد.

جدول ۵-۲: نمونه‌ای از توازن کلی توزیع گوگرد در کوره بلند [۷]

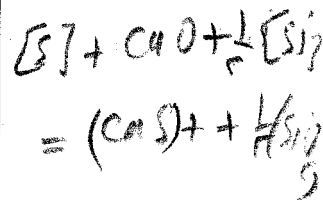
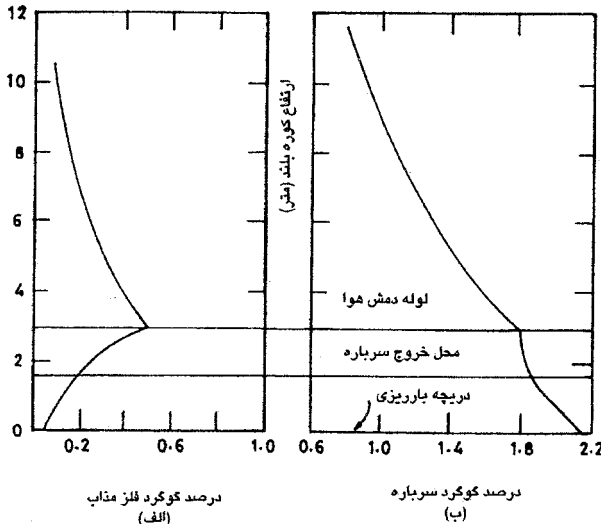
| نوع ماده  | مقدار گوگرد ورودی | مقدار گوگرد ورودی (درصد) | مقدار گوگرد خروجی | گوگرد خروجی (درصد) |
|---|-------------------|--------------------------|-------------------|--------------------|
| کک حاوی ۱ درصد گوگرد با نرخ مصرف ۶۰۰ کیلوگرم به ازای یک تن مذاب | ۶ کیلوگرم         | ۸۰                       | -                 | -                  |
| سایر مواد شارژ شده  | ۱/۵               | ۲۰                       | -                 | -                  |
| چدن مذاب حاوی ۰/۰۳ درصد گوگرد                                   | -                 | -                        | ۰/۳ کیلوگرم       | ۴                  |
| گازها و گردوغبار خروجی  | -                 | -                        | ۰/۳۷ کیلوگرم      | ۵                  |
| سرباره  | -                 | -                        | ۶/۸۲ کیلوگرم      | ۹۱                 |

شکل (۵-۱۱)، الگویی از دفع گوگرد در کوره بلند را نشان می‌دهد. براساس شکل (۵-۱۱)، مقدار گوگرد در سرباره و مذاب تا سطح لوله‌های دم بطور پیوسته زیاد می‌شود. در جلوی لوله‌های دم به دلیل اکسیداسیون گوگرد و تشکیل گاز دی‌اکسید گوگرد، مقدار آن در مذاب کم می‌شود، بنابراین مقدار گوگرد مذاب، به شدت در ناحیه بوته کاهش می‌یابد. با پایین آمدن بار ورودی در ناحیه تنوره و شکم کوره بلند، گوگرد جذب مذاب و سرباره می‌شود و در نهایت انتقال گوگرد از مذاب به سرباره در بوته کوره بلند رخ می‌دهد. کک در ناحیه تنوره کوره بلند، گوگرد خود را از دست می‌دهد. گوگرد درون کک به دو صورت جدا می‌شود: اول توسط احتراق کک در دمای ۶۰۰ درجه سانتیگراد و توسط واکنشهای شیمیایی بین کک و مذاب. گوگرد سوخته شده، هنگام بالا رفتن در کوره بلند توسط مواد شارژ جذب می‌شود. در ناحیه تنوره، شکم و در جلوی لوله‌های دم، هنگام احتراق، مقداری از گوگرد کک بخار شده و در مذاب حل می‌شود. گوگرد موجود در چدن خام، به صورت محلول یا به صورت ترکیب (عمدتاً سولفید آهن) است. گوگرد حل شده در مذاب را به صورت [S] و گوگرد حل شده در سرباره را به صورت

(S) نشان می دهند. هنگامی که قطرات مذاب دارای گوگرد از لابه لای سرباره بوته کوره بلند عبور می کنند گوگرد موجود در مذاب توسط سرباره جذب می شود.

بطور کلی حذف گوگرد به دو صورت امکان پذیر است :

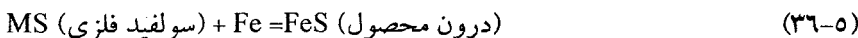
- ۱- توسط اکسیداسیون، که بصورت گاز دی اکسید گوگرد خارج شود. این روش تنها در هنگام کلوخه سازی و یا تشویه امکان پذیر است.
- ۲- تبدیل کردن گوگرد به سولفیدهای غیر محلول در مذاب (حذف توسط سرباره). این روش به اتمسفرهای احیایی نیاز دارد در نتیجه، در کوره بلند امکان پذیر است.



شکل ۵-۱۱: الف) تغییرات گوگرد فلز مذاب در کوره بلند، ب) تغییرات گوگرد سرباره در کوره بلند [۷]

گوگرد از طریق یکی از پنج حالت زیر جذب مذاب می شود که این مسئله بستگی به ترکیب شیمیایی گوگرد در ماده اولیه دارد بعبارت دیگر، گوگرد ماده اولیه به صورت سولفید یا سولفات باشد [۷] :

حالت اول :



حالت دوم:



حالت سوم:



حالت چهارم:

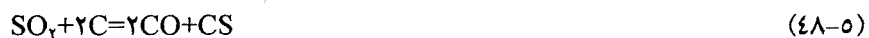


حالت پنجم:



در ناحیه اکسیدی کوره بلند، قبل از لوله‌های دم، که نسبت فشار جزئی گاز دی‌اکسید کربن به منواکسید کربن در محدوده ۲۶-۰/۲۶ است، گوگرد عمدتاً به صورت گاز دی‌اکسید گوگرد است. در ناحیه مرکزی کوره بلند، ناحیه احیاکننده که دمای ۱۶۰۰ درجه سانتیگراد است، گوگرد به صورت  $\text{CS}_2$  است. با کاهش دما، در ناحیه محوری و بالای کوره بلند که فشار جزئی گاز منواکسید کربن بیشتر از گاز دی‌اکسید کربن است، گوگرد عمدتاً به صورت گازهای  $\text{COS}$  و  $\text{H}_2\text{S}$  وجود دارد. واکنش‌های زیر در نقاط مختلف کوره رخ می‌دهد [V]:

گازی شدن گوگرد درون کک:



در ناحیه احیاکننده کوره بلند:



هنگامیکه از گاز طبیعی بعنوان سوخت کمکی در کوره بلند استفاده شود، واکنشهای

زیر رخ می دهد:



### 0-0-1 اصول گوگردزدایی در کوره بلند

3514M  
PBFM

بیشترین مقدار گوگردزدایی در کوره بلند هنگام عبور قطرات مذاب از سرباره انجام می شود. در این حالت گوگرد حل شده در چدن مذاب ممکن است با مواد موجود در سرباره واکنش داده و سولفیدهای نامحلول در چدن را تشکیل دهد. بطور کلی، کاهش پایداری سولفیدهای مختلف بصورت زیر است: سولفید کلسیم، سولفید سدیم، سولفید منیزیم، سولفید منگنز و سولفید آهن [۷، ۱۰، ۱۱]. بنابراین عناصری مانند کلسیم، سدیم، منیزیم و منگنز چنانچه با اکتیویته مناسب در سرباره موجود باشد، می توانند گوگرد را از سولفید آهن جذب کنند. اگر فرض شود که گوگردزدایی توسط اکسید کلسیم و براساس واکنش (52-0) از فلز وارد سرباره شود [۷، ۱۱]:



در این صورت با نوشتن ثابت تعادل واکنش (52-0)، رابطه (53-0) بدست می آید. در این رابطه فرض شده که اکتیویته گوگرد محلول در آهن، با درصد وزنی آن برابر است (بدلیل حلالیت بسیار کم گوگرد در آهن مذاب این فرض درست است) و از طرفی درصد وزنی سولفید کلسیم محلول در سرباره را با درصد وزنی گوگرد برابر گرفته به همین دلیل در رابطه (53-0) به جای K از K' استفاده شده است.

$$K' = \frac{(\%S) a_{\text{FeO}}}{[\%S] \gamma'_S \times a_{\text{CaO}}} \quad (53-0)$$

نسبت توزیع تعادلی گوگرد (ضریب توزیع تعادلی گوگرد)  $\eta_S$ ، یعنی نسبت مقدار گوگرد درون سرباره (S) به مقدار آن در چدن مذاب [S]، بصورت زیر تعریف می شود:

$$\eta_S = \frac{(\%S)}{[\%S]} \times K' \times \frac{B_{\text{Basicity}}}{P_{\text{O}_2}} \times \gamma'_S \quad (54-0)$$

organ. Potential  
(FeO)

در رابطه (۵-۵)، B نشان‌دهنده بازیسته سرباره و  $\gamma'_S$  ضریب اکتیویته انحلال گوگرد در چدن مذاب است. براساس معادله (۵-۵)،  $\eta_S$  تحت اثر عوامل زیر زیاد می‌شود:

- ۱- افزایش بازیسته سرباره
- ۲- افزایش  $\gamma'_S$ . با افزایش ضریب اکتیویته انحلال گوگرد در چدن مذاب حلالیت گوگرد کاهش می‌یابد.
- ۳- کاهش پتانسیل اکسیژن سرباره

بنابراین، با توجه به روابط بالا می‌توان گفت که بهترین شرایط برای گوگردزایی، محیطی با درصد بالای اکسید کلسیم و کمترین مقدار اکسید آهن FeO (محیط احیایی) می‌باشد. بنابراین، کوره بلند محیط مناسبی برای گوگردزایی است. شکل (۵-۱۲)، اثر پتانسیل اکسیژن (مقدار FeO سرباره نشان‌دهنده پتانسیل اکسیژن است) و بازیسته سرباره را بر روی ضریب توزیع تعادلی گوگرد ( $\eta_S$ ) نشان می‌دهد. پتانسیل اکسیژن توسط کربن، سیلیسیم، منگنز و واکنش‌های بین آنها کنترل می‌شود. با کم شدن مقدار FeO و یا افزایش بازیسته سرباره، این نسبت زیاد می‌شود.  $\eta_S$  به ترکیب شیمیایی مذاب هم بستگی دارد (یعنی  $\gamma'_S$ ). با توجه به شکل (۵-۱۳) مشخص می‌شود کربن، سیلیسیم و فسفر مقدار  $\gamma'_S$  را افزایش می‌دهند زیرا با افزایش این عناصر در چدن، مقدار  $\log f_S^X$  افزایش می‌یابد و براساس رابطه (۵-۵)، مقدار  $\log \gamma'_S$  و در نتیجه  $\gamma'_S$  افزایش می‌یابد.

$$\log \gamma'_S = \log f_S^S + \log f_S^{Si} + \log f_S^P + \log f_S^C \quad (5-5)$$

برای جذب گوگرد توسط سرباره کوره بلند، ابتدا بایستی گوگرد محلول در مذاب تبدیل به گوگرد اتمی ( $S^{2-}$ ) شود سپس گوگرد اتمی توسط اکسیژن سرباره جذب شود. حال بر این اساس، روابط گوگردزایی برای سرباره‌ای حاوی اکسید کلسیم، مورد بررسی قرار می‌گیرد.

$$0.5S_2 = [S]_{in Fe} \quad (56-5)$$

$$[S] + O^{2-} = S^{2-} + 0.5O_2 \quad (57-5)$$

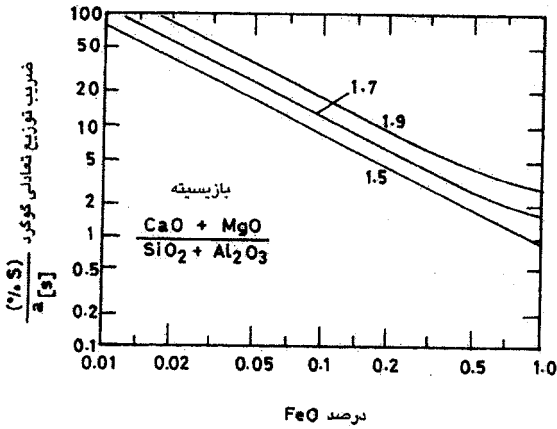
جمع دو واکنش بالا منجر به واکنش (۵۸-۵) می‌شود.

$$0.5S_2 + O^{2-} = S^{2-} + 0.5O_2 \quad (58-5)$$

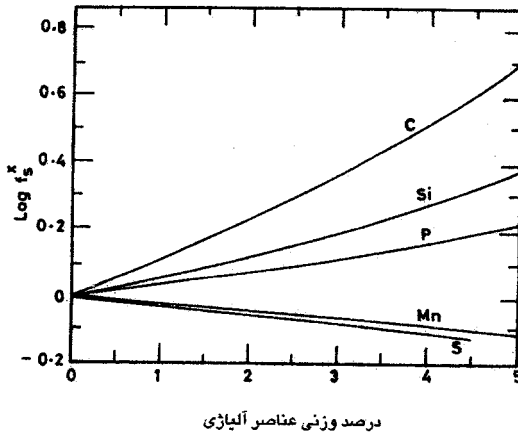
اگر اکسید کلسیم تأمین‌کننده اکسیژن اتمی در سرباره باشد، از این‌رو می‌توان واکنش گوگردزایی با اکسید کلسیم را به صورت زیر نوشت:



ثابت تعادل واکنش (59-5) از رابطه (60-5) بدست می آید :



شکل 5-12: اثر بازسیسته و مقدار اکسید آهن سرپاره بر روی ضریب توزیع تعادلی گوگرد. (مقدار FeO در سرپاره بونه به ندرت بیش از 1 درصد است) [۷]



شکل 5-13: اثر عناصر آلیاژی بر روی ضریب اکتیویته گوگرد در چدن خام [۷]

$$K = \frac{a_{CaS}}{a_{CaO}} \times \sqrt{\frac{P_{O_2}}{P_{S_2}}} = \frac{\gamma_{CaS} \times (\%CaS)}{\gamma_{CaO} \times (\%CaO)} \times \sqrt{\frac{P_{O_2}}{P_{S_2}}} \quad (60-5)$$

$$(\%S) = K' \times \frac{\gamma_{CaO} \times (\%CaO)}{\gamma_{CaS}} \times \sqrt{\frac{P_{S\gamma}}{P_{O\gamma}}} \quad (61-5)$$

در رابطه (۶۱-۵)، (%S) نشان‌دهنده درصد وزنی گوگرد در سرباره است. قابلیت جذب گوگرد توسط سرباره مذاب را ظرفیت سولفیدی سرباره ( $C_S$ ) نامیده و بصورت زیر تعریف می‌کنند [۱۵، ۱۱، ۷]:

$$C_S = K' \times \frac{\gamma_{CaO} \times (\%CaO)}{\gamma_{CaS}} \quad (62-5)$$

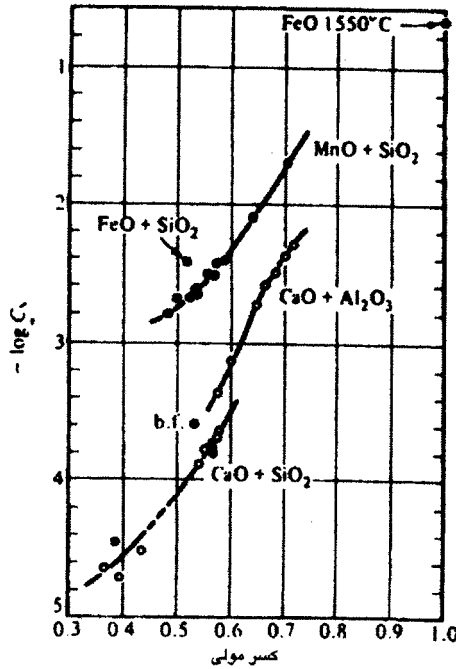
بنابراین با توجه به روابط بالا، ظرفیت سولفیدی سرباره را می‌توان بصورت زیر نوشت:

$$C_S = (\%S) \times \sqrt{\frac{P_{O\gamma}}{P_{S\gamma}}} \quad (63-5)$$

با توجه به رابطه (۶۲-۵) می‌توان نتیجه گرفت که ظرفیت سولفیدی سرباره متناسب با عوامل زیر است:

- ۱- اکتیویته اکسید کلسیم در سرباره (بازیسته)
- ۲- معکوس ضریب اکتیویته سولفید کلسیم
- ۳- ثابت تعادل واکنش (۵۹-۵)

و از طرف دیگر درصد گوگرد سرباره (S) متناسب با ظرفیت سولفیدی سرباره، فشار گوگرد مذاب و عکس فشار اکسیژن سرباره می‌باشد. تعیین ظرفیت‌های سولفیدی همراه با داده‌های حلالیت سولفید کلسیم، یکی از روشهای مورد استفاده در تعیین اکتیویته CaO در سرباره‌های مذاب است. ظرفیت سولفیدی برای تعدادی از سرباره‌ها، توسط ریچاردسون محاسبه شده است. با افزایش مقدار اکسیدهای بازی مانند اکسید کلسیم، اکسید منگنز و اکسید آهن در سرباره، ظرفیت سولفیدی به شدت افزایش می‌یابد این مقدار برای سرباره‌های حاوی اکسیدهای آهن و منگنز بیشتر از سرباره‌های آهنکی است و برای سرباره‌های حاوی اکسید منیزیم و آلومینوسیلیکاتها کمترین مقدار است. شکل (۵-۱۴) ظرفیت سولفیدی سرباره‌های مختلف را نشان می‌دهد.



شکل ۵-۱۴: ظرفیت سولفیدی سرباره‌های مختلف [۱۱]

فشار گوگرد با استفاده از واکنش (۶۴-۵)، در حالت تعادل بدست می‌آید:

$$0.5 S_r = [S]_{in Fe} \quad (64-5)$$

$$K_S = \frac{a_s}{P_{S_r}} \Rightarrow P_{S_r}^{\frac{1}{2}} = \frac{1}{K_S} f_S^* [%S] \quad (65-5)$$

با توجه به رابطه (۶۳-۵)، می‌توان نوشت:

$$[%S] = \frac{C_S \times f_S^* \times [%S]}{K_S \times P_{O_2}^{1/2}} \Rightarrow L_S = \frac{[%S]}{[%S]} = \frac{C_S \times f_S^*}{K_S \times \sqrt{P_{O_2}}} \quad (66-5)$$

مقدار  $L_S$  در رابطه (۶۶-۵)، را ضریب توزیع گوگرد بین سرباره و مذاب می‌نامند و

شبه  $\eta_S$  است که در رابطه (۵۴-۵) بدست آمد.  $L_S$  تابع عوامل زیر است:

۱- ظرفیت سولفیدی سرباره. این عبارت در رابطه (۵-۵۴) بصورت بازیسته سرباره ظاهر شده است. طبیعی است که بازیسته سرباره تابع مقدار اکسیدهای جاذب گوگرد در آن می‌باشد.

۲- ضریب اکتیویته گوگرد درون مذاب. در رابطه (۵-۵۵) ارتباط ضریب اکتیویته گوگرد موجود در چدن مذاب با سایر عناصر محلول در مذاب آمده است.

۳- عکس فشار اکسیژن

بنابراین مشابه با بحث‌های پیشین و با توجه به رابطه (۵-۶۶) می‌توان نتیجه گرفت که در محیط‌های احیایی که فشار اکسیژن کمتری دارند، گوگردزدایی بهتر انجام می‌شود. برای محاسبه  $I_S$  نیاز به دانستن فشار تعادلی اکسیژن است. این مقدار با استفاده از یکی از واکنش‌های تعادلی سرباره با مذاب (واکنش تعادلی اکسید آهن  $FeO$  سرباره با آهن مذاب یا واکنش تعادلی بین سیلیس سرباره و سیلیسیم درون مذاب) یا توسط محاسبه فشار تعادلی اکسیژن بین کربن و منواکسید کربن تعیین می‌شود. با دانستن دما و براساس اطلاعات در دسترس از یکی از واکنش‌های تعادلی بیان شده در بالا، فشار تعادلی اکسیژن محاسبه می‌شود.

واکنش گوگردزدایی توسط افراد مختلفی بررسی شده است. در این قسمت برخی از روابط که توسط پژوهشگران گوناگون ارائه شده، آمده است. کالیانرامان<sup>۱</sup> رابطه (۵-۶۷) را برای مقدار گوگرد سرباره ارائه داد. این رابطه برای حداکثر ۱/۵ درصد گوگرد موجود در سرباره کاربرد دارد [۷].

$$\log \frac{(\%S)}{[\%S]} = 1/3 B' + \log \gamma'_S - 0.43 \quad (5-67)$$

در رابطه بالا  $B'$  اندیس بازیسته است و به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$B' = \frac{\%CaO + 0.7 \times \%MgO}{0.94 \times \%SiO_2 + 0.18 \times \%Al_2O_3} \quad (5-68)$$

گیدرویک<sup>۱</sup> رابطه (۶۹-۵) را برای ضریب توزیع گوگرد ارائه داد [۷]:

$$\log \frac{(\%S)}{[\%S]} = 1/65 \times \frac{(\%CaO + \%MgO)}{(\%SiO_2 + Al_2O_3)} - 0.38 + \log \gamma'_S \quad (69-5)$$

۱-۱-۵-۵ اثر سایر عناصر بر گوگردزدایی توسط اکسید کلسیم در کوره بلند

الف) اثر کربن

وجود کربن در حد اشباع در چدن باعث می‌شود که واکنش (۵۲-۵) بصورت زیر

انجام شود [۷]:



ثابت تعادل واکنش (۷۰-۵) از رابطه (۷۱-۵) بدست می‌آید:

$$K_S = \frac{a_{CaS} \times P_{CO}}{a_{CaO} \times [\%S] \gamma'_S \times a_C} \quad (71-5)$$

با در نظر گرفتن  $P_{CO} = 1$  اتمسفر و برای مذاب اشباع از کربن ( $a_C = 1$ ) و با فرض

اینکه  $\gamma'_S$  برابرهفت باشد ( $\gamma'_S$  براساس منحنی ۱۳-۵ تابع سایر عناصر است)، رابطه زیر برای

ضریب توزیع گوگرد بدست می‌آید:

$$L_S = \frac{(\%S)}{[\%S]} = 4 K_S \times (\%CaO) \times \frac{\gamma_{CaO}}{\gamma_{CaS}} \quad (72-5)$$

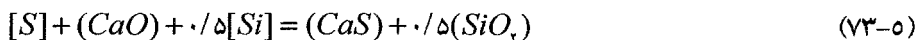
نسبت  $\frac{\gamma_{CaO}}{\gamma_{CaS}}$  برای انواع سرباره‌ها توسط شارما<sup>۲</sup> و ریچاردسون<sup>۳</sup> محاسبه شده

است [۷].

ب) اثر سیلیسیم

چنانچه چدن خام حاوی سیلیسیم باشد واکنش گوگردزدایی در حضور سیلیسیم

بصورت زیر است [۷]:



$$K = \frac{a_{CaS} \times a_{SiO_2}^{1/2}}{a_S \times a_{CaO} \times a_{Si}^{1/2}} \Rightarrow K' = \frac{(\%S)}{[\%S]} \times \frac{(\%SiO_2)^{1/2}}{[\%Si]^{1/2}} \times \left( \frac{1}{(\%CaO)} \right) \quad (74-5)$$

1- Giedroyc

2- Sharma

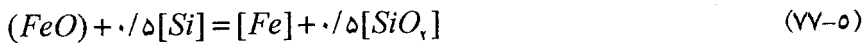
3- Richardson

$$\frac{(\%S)}{[\%S]} = K' \times \frac{(CaO)}{(SiO_2)^{1/2}} \times [\%Si]^{1/2} \quad (75-0)$$

از روابط بالا می توان  $K_{Si,S}$  را به صورت زیر تعریف کرد:

$$K_{Si,S} = \frac{(\%S)}{[\%S]} \times \frac{1}{[\%Si]^{1/2}} \quad (76-0)$$

همواره مقداری FeO بدلیل اکسید شدن آهن در سرباره بوته کوره بلند وجود دارد که براساس واکنش (77-0) با سیلیسیم مذاب واکنش می دهد. پس اکتیویته سیلیس در سرباره تابعی از بازیسته است.



$K_{Si,S}$  مقدار ثابتی است که در هر دمایی فقط به بازیسته سرباره بستگی دارد. ارتباط

آن با بازیسته از رابطه (78-0) بدست می آید [V]:

$$K_{Si,S} = 2B - 0.92 \quad (78-0)$$

بازیسته در رابطه (78-0) بصورت زیر تعریف می شود:

$$B = \frac{\%CaO + \%MgO}{\%SiO_2} \quad (79-0)$$

### ج) اثر منگنز

چون مقدار منگنز در مذاب و سرباره تعیین کننده درصد سیلیسیم و گوگرد در مذاب و سرباره است از این رو براساس واکنشهای 80-0 و 81-0 می تواند بعنوان کنترل کننده فشار اکسیژن عمل کند [V].



ثابت تعادل واکنش (80-0) بصورت زیر بدست می آید:

$$K_{Mn,Si} = \frac{[\%Mn]^2 (\%SiO_2)}{(\%MnO)^2 [\%Si]} = 0.17 \times \frac{K_{Mn}^r}{K_{Si}} \times \frac{\gamma_{MnO}^r}{\gamma_{SiO_2}} \quad (82-0)$$

$$K_{Mn,Si} = \frac{(\%Mn)}{[\%Mn]} \times [\%Si]^{1/2} \quad (83-0)$$

$K_{Mn,Si}$  مقدار ثابتی است که در هر دمایی به بازیسته سرباره بستگی دارد و ارتباط آن

با بازیسته در یک دمای مشخص به صورت زیر است [V]:

$$K_{Mn,Si} = 1/41B + 1/48 \quad (۸۴-۵)$$

B در رابطه بالا بازیسته می‌باشد که براساس رابطه (۷۹-۵) تعریف شده است.

گوگردزایی توسط منگنز براساس واکنشهای زیر انجام می‌شود [V]:



در حضور اکسید کلسیم واکنش گوگردزایی منگنز به صورت زیر است [V]:



بطور کلی منگنز و اکسید آن قابلیت جذب گوگرد را دارند اما چون مقدار اکسید کلسیم در کوره بلند بیشتر از مقدار منگنز و اکسید آن است، بنابراین واکنش گوگردزایی با اکسید کلسیم اهمیت بیشتری دارد. از روابط تجربی (۸۴-۵) و (۸۸-۵)، ارتباط ثابت تعادل با دما در سیستم منگنز - گوگرد بدست می‌آید (رابطه ۸۹-۵):

$$\log K_{S,Si} = \frac{6327}{T} - 4/43 + 1/4B \quad (۸۸-۵)$$

$$\log K_{Mn,S} = \log \frac{(\%S)}{[\%S]} \times \frac{(\%MnO)}{[\%Mn]} \times \frac{1}{(\%CaO)} = \frac{6327}{T} - 3/85 \quad (۸۹-۵)$$

ضریب توزیع واقعی گوگرد در کوره بلند، معمولاً ۵۰-۲۰ درصد بیشتر از مقداری است که از رابطه (۵۴-۵) بدست می‌آید. عبارت دیگر مقدار واقعی گوگرد در چدن کوره بلند بیشتر از مقدار تعادلی است که از معادلات قبل بدست آمد [V]. برای واکنش

گوگردزایی نسبت  $\frac{\gamma_{CaO}}{\gamma_{CaS}}$  را برای بازیسته‌های مختلف محاسبه کرده‌اند و تغییرات

بین  $\eta_S$  و بازیسته سرباره برای سرباره حاوی ۳۰ و ۵۰ درصد آهک در فشار  $P_{CO} = 1$  و

$P_{CO} = 2/5$  اتمسفر در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد توسط اطلاعات ترمودینامیکی محاسبه و

نتایج آن در شکل (۱۵-۵) رسم شده است. با مشاهده این شکل و شکل‌های مشابه برای Si

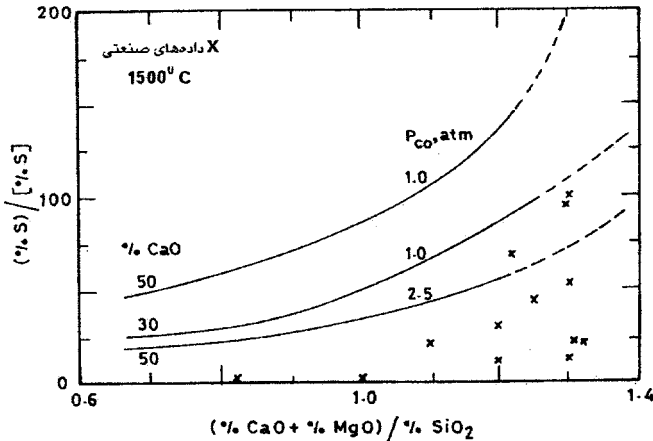
و Mn که قبلاً بحث شد، معلوم می‌شود که در کوره بلند واکنشهای سیلیسیم، منگنز و

گوگرد هیچگاه به تعادل نمی‌رسند و مقادیر واقعی سیلیسیم و منگنز چدن کمتر و برای

گوگرد بیشتر از حالتی است که در آزمایشگاه تحت سرباره‌های سیلیکات کلسیم بدست

آمده است. پژوهشها نشان داده‌اند حضور همزمان این سه عنصر در چدن و ترکیبات آنها

در سرباره باعث رخ دادن واکنشهای پیچیده‌ای می‌شود که در مورد برخی از آنها بحث شد.



شکل ۵-۱۵: ضریب توزیع محاسبه شده گوگرد در سرباره مصنوعی کوره بلند (سرباره حاوی ۳۰ و ۵۰ درصد آهک) و مذاب اشباع از کربن در دمای ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد و فشار منواکسید کربن ۱ و ۲/۵ اتمسفر [۷]

در انتها جمع‌بندی عوامل مؤثر بر گوگردزایی در کوره بلند را می‌توان به صورت

زیر بیان کرد:

- ۱- بازیسته سرباره
- ۲- ضریب اکتیویته گوگرد در چدن مذاب
- ۳- دما. دما از نظر تعادل ترمودینامیکی و از نظر کینتیکی بر گوگردزایی اثر مثبت دارد. از نظر تعادل ترمودینامیکی، واکنشهایی که گرماگیر می‌باشند با افزایش دما امکان‌پذیر می‌شوند. از نظر کینتیکی با افزایش دما، سرعت رسیدن به تعادل بیشتر می‌شود. از طرفی مقدار و سرعت حل شدن یون گوگرد تابع دما است.

- ۴- غلظت سیلیسیم در چدن
  - ۵- مقدار سرباره نسبت به چدن
  - ۶- مقدار اکسید منگنز و منیزیم مصرفی
  - ۷- نسبت منگنز به اکسید منگنز حل شده در سرباره
- واکنش‌های گوگردزایی در نقاط مختلف کوره بلند در ادامه شرح داده می‌شود.

### ۵-۵-۲) واکنش‌های گوگرد در تنوره کوره بلند

واکنش‌های این ناحیه شامل آزاد شدن گوگرد کک و جذب آن توسط مواد بار ورودی است. گوگرد آزاد شده توسط واکنش‌های شیمیایی، یا بصورت بخار وارد فاز گاز شده و یا با مواد جامد واکنش می‌دهد. حدود ۷۰-۵۰ درصد گوگرد کک، قبل از لوله‌های دم بخار شده و بقیه آن در نقاط بالایی کوره بلند آزاد می‌شوند. بنابراین قسمت اعظم گوگرد توسط گاز لوله‌های دم حمل می‌شود. این گوگرد توسط آهن احیاء شده یا توسط مواد اولیه درون کوره جذب می‌شود. مقدار جذب آن، بستگی به طبیعت بار کوره بلند (بعنوان مثال، در بار ورودی کانه منگنز یا سنگ آهک باشد، بار بصورت کلوخه باشد یا گندله ...) دارد. با زیاد شدن بازیسته بار، مقدار جذب گوگرد بیشتر می‌شود. الگوی دفع گوگرد در کوره بلند در شکل (۵-۱۱) آمده است.

### ۵-۵-۳) واکنش‌های گوگرد در ناحیه شکم کوره بلند

در دماهای بالاتر از محدوده ۱۲۰۰-۱۱۰۰ درجه سانتیگراد، با خمیری شدن و ذوب مواد و جذب باطله‌ها توسط مواد گداز آور، سرباره تشکیل می‌شود. بنابراین جداسازی سرباره و فلز از حالت نیمه مذاب آغاز شده و هنگامیکه سرباره و فلز کاملاً ذوب شدند، کامل می‌گردد. سنگ آهک در این ناحیه تجزیه شده در نتیجه آهک مقداری از گوگرد را جذب می‌کند. با حل شدن آهک در سرباره و افزایش بازیسته، قابلیت جذب گوگرد توسط سرباره افزایش می‌یابد. در ناحیه تشکیل سرباره، بیشترین مقدار گوگرد آزاد شده از کک توسط مذاب و سرباره جذب می‌شود. مقدار گوگرد جذب شده، تابع ظرفیت جذب است و ظرفیت جذب بستگی به مقدار FeO و آهک سرباره دارد (واکنش ۵-۴۳).

مقدار گوگرد نمونه‌های آهن بدست آمده از مناطق بین لوله‌های دم و شکم در محدوده ۰/۵-۰/۱۰ درصد می‌باشد [۷]. برای کاهش مقدار گوگرد آهن، بایستی بازیسته سرباره در ناحیه شکم کوره بلند بالا و FeO آن کم باشد. چنانچه به صورت افقی از ناحیه لوله‌های دم دور شده، سرباره خواص ذکر شده برای گوگردزدایی را پیدا می‌کند. در صورتیکه سرباره بازیسته مناسب داشته باشد مقدار قابل توجهی از گوگرد (حدود ۲ درصد یا حتی بیشتر) توسط سرباره ناحیه شکم کوره بلند جذب می‌شود. چون گوگردزدایی در ناحیه شکم کوره بلند کامل نمی‌شود و در ناحیه بوت‌ه به پایان می‌رسد،

واضح است که افزایش گوگرد در سرباره شکم کوره بلند، مقدار آن را در سرباره بوت‌ه کاهش می‌دهد. بنابراین برای گوگردزدایی مناسب و موثر بایستی بازسیته سرباره در ناحیه شکم کوره بلند بالا باشد همچنین سرباره روان باشد (ویسکوزیته کم) تا بیشترین مقدار گوگرد در این ناحیه جذب شود. براساس تحقیقات تسوجیا و همکارانش<sup>۱</sup>، گوگرد درون آهن در ناحیه شکم کوره بلند به صورت گاز  $S_2$  یا  $CS_2$  دفع می‌شود و درون سرباره در دمای بالا با بخارات فلزات قلیایی یا قلیایی خاکی سولفید تشکیل می‌دهد [۷]. در زیر بطور خلاصه ویژگی‌های سرباره شکم کوره بلند که تأثیر زیادی بر روی مقدار گوگرد آهن دارد، بررسی شده است:

**الف) مقدار آهن سرباره:** چون با کم شدن مقدار  $FeO$  سرباره، جذب گوگرد در سرباره ناحیه شکم کوره بلند آسان‌تر می‌شود پس بایستی موادی که از تنوره کوره بلند به ناحیه شکم می‌رسند کاملاً احیاء شده باشند. یعنی از کانه‌هایی با احیاءپذیری خوب، گندله‌ها یا کلوخه‌هایی با نفوذپذیری بالا و دارای مواد گدازآور استفاده کرد. افزایش احیاءپذیری یعنی کمتر شدن احیاء مستقیم و در نتیجه افزایش دمای بوت‌ه، بنابراین سرعت انتقال گوگرد از فلز مذاب به سرباره بیشتر می‌شود.

**ب) بازسیته:** افزایش بازسیته سرباره ناحیه شکم کوره بلند شکم، گوگردزدایی را در این ناحیه افزایش می‌دهد. زیرا با زیاد شدن بازسیته گوگرد بیشتری جذب شده و مقدار گوگرد درون آهن در ناحیه لوله‌های دم کاهش می‌یابد. همچنین با افزایش بازسیته دمای لیکیدوس سرباره زیاد می‌شود. در سیستم سه‌تایی  $CaO-SiO_2-Al_2O_3$ ، با افزایش نسبت  $CaO$  به  $SiO_2$ ، ویسکوزیته سرباره افزایش می‌یابد. افزایش ویسکوزیته سرباره، جذب گوگرد را مشکلتر می‌کند.

**ج) سرباره ناحیه شکم کوره بلند:** با توضیحات بالا معلوم شد که سرباره ناحیه شکم کوره بلند اهمیت زیادی در گوگردزدایی دارد. اگر سرباره روان، بازسیته آن بالا (در حد بهینه) و مقدار  $FeO$  سرباره کم باشد، جذب گوگرد بیشتر می‌شود. اگر سرباره ویسکوزیته زیادی داشته باشد می‌توان با افزودن منگنز آن را روان کرد. چنانچه از کانه یا مواد آگلومره اسیدی استفاده شود، چون انحلال آهک در سرباره ناحیه شکم کاهش می‌یابد در نتیجه سرباره تشکیل شده در این حالت خاصیت بازی کمتری نسبت به کانه‌های قلیایی دارد.

بنابراین در صورت استفاده از کانه‌ها یا مواد اسیدی، بایستی ابتدا آنها را با مواد گداز آور به خوبی مخلوط کرد.

### ۵-۵-۴) واکنش‌های گوگرد در ناحیه بوته کوره بلند

هنگامیکه قطرات چدن مذاب از میان سرباره ناحیه بوته کوره بلند به پایین می‌چکد، واکنش گوگردزایی انجام می‌شود. مقدار گوگرد نهایی چدن بستگی به ضریب جابجایی گوگرد بین قطرات مذاب آهن و سرباره بوته در هنگام عبور دارد. این عامل، تابع ضریب توزیع گوگرد بین سرباره و مذاب است. بطور خلاصه عوامل زیر در گوگردزایی این ناحیه اثر دارد:

- ۱- سرعت واکنش گوگرد با سرباره
  - ۲- سطح واکنش بین سرباره و مذاب
  - ۳- زمان تماس
  - ۴- ترکیب شیمیایی سرباره
  - ۵- حجم سرباره، بازیسته سرباره و ظرفیت گوگرد سرباره
  - ۶- ترکیب شیمیایی فلز مذاب
  - ۷- ویسکوزیته مذاب و سرباره
- در ادامه برخی از موارد بالا به طور خلاصه شرح داده شده است.

### ۵-۵-۴-۱) سرعت واکنش گوگرد با سرباره

سرعت انتقال گوگرد از مذاب به سرباره تابع عوامل زیر است:

**الف) بازیسته و دمای سرباره:** آزمایش‌های مختلف نشان داده‌اند که با افزایش بازیسته و دمای سرباره، سرعت انتقال گوگرد به سرباره زیاد می‌شود. نتایج تحقیقات متعدد نشان داده که اثر دما بیشتر از بازیسته است. زیرا با کاهش دما حلالیت گوگرد در سرباره کم می‌شود. بعنوان مثال افزایش دمای سرباره‌ای با بازیسته  $B' = 1/27$  از ۱۴۵۰ به ۱۵۰۰ درجه سانتیگراد همان اثر را دارد که بازیسته  $B' = 1/8$  دارد [۷]. قبلاً نشان داده شد که سرعت احیاء منگنز با افزایش دما زیاد می‌شود از طرف دیگر با افزایش دما، اکسید منگنز سرباره توسط سیلیسیم درون مذاب براساس واکنش (۵-۹۰) احیاء می‌شود:



بطور کلی سرعت احیاء منگنز سربراره با افزایش دما، افزایش بازیسته ( $\gamma_{\text{MnO}}$  بالاتر) و افزایش مقدار MnO سربراره بیشتر می شود. از طرفی با زیاد شدن منگنز مذاب و واکنش آن با گوگرد، MnS به جای FeS تشکیل می شود که اثرات زیان آور کمتری دارد.

ب) حجم سربراره: قبلاً گفته شده که کاهش حجم (افزایش بازیسته) سربراره، سرعت گوگردزدایی را کاهش می دهد. پس هنگام استفاده از کانه های پرعیار چون حجم سربراره تولیدی کمتر است، سرعت گوگردزدایی کاهش می یابد. اما معلوم شده که مقدار گوگردزدایی در یک زمان مشخص، تحت تأثیر حجم سربراره با یک بازیسته معلوم نمی باشد. عامل تعیین کننده در این حالت سرعت جابجایی گوگرد است.

ج) زمان و سطح تماس: سطح تماس بین مذاب و سربراره یک عامل کنترل کننده سرعت است. انتقال گوگرد، با افزایش سطح تماس زیاد می شود. نیوهاوس<sup>۱</sup> و همکارانش نشان دادند با افزایش ضخامت لایه سربراره که قطرات مذاب از درون آن می گذرد، زمان تماس افزایش می یابد در نتیجه گوگردزدایی بیشتر می شود. در سربراره های با ویسکوزیته زیاد، زمان ماندن قطرات مذاب در سربراره زیادتر شده در نتیجه زمان واکنش افزایش می یابد. کولیکوف<sup>۲</sup> نشان داد سربراره هایی که ظرفیت بالای نگهداری گوگرد را دارند، حتی در ضخامت کمتر هم قدرت گوگردزدایی بالاتری دارند [۷]. در قسمت های قبل معلوم شد که قدرت گوگردزدایی سربراره یا عبارت دیگر ظرفیت بالاتر نگهداری گوگرد توسط سربراره، مهمترین عامل برای گوگردزدایی است. بنابراین افزایش ضخامت سربراره برای افزایش گوگردزدایی بعید است که اثر قابل توجهی داشته باشد. در نهایت مهمترین عوامل که بر روی سرعت گوگردزدایی اثر دارد عبارتند از:

۱- بازیسته، دما و مقدار FeO سربراره

۲- سطح واکنش مذاب - سربراره

۳- سرعت واکنش MnO-Si

چون در رابطه با بازیسته سربراره و دما محدودیت وجود دارد، عوامل زیر برای

افزایش سرعت واکنش گوگردزدایی مؤثرتر است:

1- Neuhaus

2- Kulikov

- ۱- ننگه داشتن بیشتر سرباره در ناحیه بوته کوره بلند
- ۲- کاهش مقدار فلاش سرباره (گیر انداختن مذاب و سرباره با هم)
- ۳- استفاده از بار خوب و یکنواخت در کوره بلند همراه با احیاء غیرمستقیم زیاد. این مورد زمان تماس مذاب با سرباره را زیاد می‌کند، مقدار FeO سرباره را کاهش و دمای ذوب را افزایش می‌دهد. واکنش‌های احیاء غیرمستقیم در صورت استفاده از مواد هیدروژن‌دار بیشتر می‌شود.

#### ۰-۰-۴-۲) ترکیب شیمیایی سرباره

مؤثرترین روش گیر انداختن گوگرد در سرباره، کنترل بازیسته سرباره کوره بلند است. همانطور که بیان شد افزایش نسبت CaO به سیلیس دمای لیکیدوس سرباره را افزایش داده همچنین ویسکوزیته سرباره را زیاد می‌کند. برای کاهش ویسکوزیته سرباره بایستی دما را افزایش داد که افزایش دما منجر به زیاد شدن سیلیسیم مذاب می‌شود. پژوهشها نشان داده است افزودن مقداری MgO به سرباره کوره بلند شرایط بهینه را برای بهتر شدن روانی مذاب و گوگردزدایی فراهم می‌کند. روش افزودن اکسید منیزیم از گذشته تاکنون تغییرات زیادی کرده است. در گذشته اکسید منیزیم بصورت مواد خام گدازآور (به صورت دولومیت) در کلوخه‌سازی استفاده می‌شد. در این حالت، دولومیت در کوره بلند تجزیه می‌شد که انرژی زیادی را مصرف می‌کرد. اما امروزه واکنش تجزیه مواد خام گدازآور از کوره بلند به فرآیند کلوخه‌سازی منتقل شده است و از نرمه کک ارزان‌قیمت به جای کک استفاده می‌شود. پژوهشهای جدید نشان داده است که ماده الوین / دونایت / سربانتین<sup>۱</sup> به عنوان منبع تأمین‌کننده اکسید منیزیم، به مراتب بهتر از دولومیت است. زیرا برای تجزیه آن به انرژی حرارتی زیادی نیاز نیست همچنین منبع خوبی برای تأمین سیلیس می‌باشد. در نتیجه، با استفاده از این ماده نیازی به استفاده از کوآرتزیت نیست [۳۵].

برای داشتن ایده‌ای از سرباره‌ای با بیشترین خاصیت گوگردزدایی، ترکیب شیمیایی سرباره‌های بهینه حاوی مقادیر مختلف اکسید آلومینیم در جدول (۵-۳) آمده است. براساس این جدول، با افزایش مقدار اکسید آلومینیم، بازیسته مجاز کم شده و MgO لازم

برای گوگردزدایی کاهش می‌یابد. ترکیب شیمیایی سرباره نشان داده شده در جدول (۳-۵)، بازی تراز سرباره‌های متداول در کوره بلند است. این سرباره‌ها ناپایدارند و مستعد به ایجاد گرد و غبار می‌باشند (به دلیل خطرات ناشی از تبلور پریکلاز<sup>۱</sup> و سیلیکات دی‌کلسیم) همچنین بدلیل مقدار زیاد اکسید منگنز (MgO) برای سیمان‌سازی نامناسب هستند.

جدول ۳-۵: ترکیب شیمیایی بهینه برای ایجاد ظرفیت مطلوب گوگردزدایی سرباره [۷]

| Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> | SiO <sub>2</sub> | CaO | MgO  | CaO/SiO <sub>2</sub> | B*   | B    |
|--------------------------------|------------------|-----|------|----------------------|------|------|
| ۵                              | ۳۶               | ۴۳  | ۱۶   | ۱/۲                  | ۱/۵۸ | ۱/۴۳ |
| ۱۰                             | ۳۲               | ۴۴  | ۱۴   | ۱/۳۸                 | ۱/۶۸ | ۱/۳۸ |
| ۱۵                             | ۲۸/۵             | ۴۴  | ۱۲/۵ | ۱/۵۴                 | ۱/۷۹ | ۱/۳  |
| ۲۰                             | ۲۴               | ۴۵  | ۱۱   | ۱/۸۸                 | ۱/۹۳ | ۱/۲۷ |
| ۲۵                             | ۱۹               | ۴۸  | ۸    | ۲/۵۲                 | ۲/۴  | ۱/۲۷ |

$$B^* = \frac{\%CaO + 0.7\%MgO}{0.94\%SiO_2 + 0.18\%Al_2O_3}$$

$$B = \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3}$$

۳-۴-۵-۵-۰ توان گوگرد، حجم سرباره و بازیسته سرباره

مقدار نظری گوگرد در چدن خام، تابع ضریب توزیع گوگرد بین سرباره و مذاب، حجم و توان جذب گوگرد توسط سرباره است. رابطه (۹۱-۵) ارتباط این عوامل را نشان می‌دهد [۷]:

$$[\%S] = \frac{0.1 \times S}{1 + 0.001 \times \eta_s \times q} \quad (91-5)$$

در رابطه (۹۱-۵)، S توان جذب گوگرد توسط سرباره برحسب کیلوگرم در یک تن مذاب، q حجم سرباره برحسب کیلوگرم در یک تن مذاب و  $\eta_s$  ضریب توزیع گوگرد است.  $\frac{[\%S]}{[\%S]}$

### ۰-۰-۴) ترکیب شیمیایی فلز مذاب

همانطور که بیان شد، ضریب توزیع گوگرد تابعی از اکتیویته گوگرد درون آهن است. چون عناصر ناخالصی بر روی ضریب اکتیویته گوگرد اثر می گذارد، در نتیجه افزایش مقدار  $\gamma'_S$  (برای یک مقدار مشخص اکتیویته گوگرد)، مقدار گوگرد حل شده در مذاب را کاهش می دهد. طبیعی است که سیلیسیم، منگنز، فسفر و کربن مقدار نهایی گوگرد آهن را تعیین می کنند (شکل ۵-۱۳). البته دما و پتانسیل اکسیژن هم اثرات قابل توجهی دارند. در بخش های قبل عنوان شد که جذب سیلیسیم و گوگرد توسط آهن در منطقه بالای لوله های دم بیشترین مقدار است زیرا در این نواحی دما بالا است و این مواد به صورت گاز می باشند. مقدار جذب این مواد تابع دما، ویسکوزیته و بازیسته سرباره ناحیه شکم کوره بلند است. برخلاف گوگرد و سیلیسیم، منگنز به صورت گاز در نمی آید و مقدار آن در آهن تابع واکنش بین مذاب - سرباره در ناحیه بوته است. چون سرعت دفع گوگرد تابع احیاء منگنز است و از طرفی احیاء منگنز هم تابع مقدار سیلیسیم درون چدن مذاب، مقدار MnO سرباره، بازیسته سرباره و دما است، پس مقدار نهایی گوگرد چدن تابعی از مقدار سیلیسیم و منگنز درون چدن و دمای مذاب و سرباره است.

### ۵-۶) کنترل مقدار گوگرد مذاب

در کوره بلند ضریب توزیع گوگرد کمتر از مقادیر تعادلی است. این مسئله به عوامل مختلفی از جمله دما، بازیسته، پتانسیل اکسیژن سرباره (در ناحیه شکم و بوته) حجم سرباره، ویسکوزیته سرباره، زمان تماس و سطح تماس بین مذاب و سرباره و... بستگی دارد. کنترل گوگرد چدن مذاب براساس موارد زیر امکان پذیر است:

- ۱- احیاء کانه قبل از رسیدن به ناحیه شکم هر قدر بیشتر باشد ناحیه شکم داغ تر می شود.

۲- بازیسته بالا و مقدار FeO کمتر در سرباره شکم کوره بلند

۳- سرباره روان در ناحیه شکم. رقیق سازی سرباره با MgO یا MnO. اکسید منگنز به گوگردزایی در بوته کوره بلند کمک می کند.

۴- برای کانه های پرعیار که سرباره با حجم کمتری تولید می کنند، گوگرد کک و خاکستر کک بایستی کم باشد.

۵- جایگزینی قسمتی از کک با سایر مواد هیدروکربنی منجر به کاهش خاکستر کک می‌شود.

۶- توان کمتر گوگرد با کاهش سرعت کک

۷- استفاده از مواد اولیه‌ای که بخوبی با مواد گداز آزر مخلوط شده باشند در مقایسه با بار اسیدی دارای سنگ آهک مفیدتر است. زیرا این مورد، منجر به احیاءپذیری بیشتر (هم در دمای کم و هم در دمای بالا)، بازیسته بالاتر سرباره ناحیه شکم و ویسکوزیته یکنواخت‌تر و بهتر سرباره می‌شود.

۸- برای کم شدن مقدار FeO سرباره ناحیه بوته کوره بلند، از مواد هیدروژن‌دار استفاده شود. برای احیاء سرباره حاوی FeO در ناحیه بوته و کاهش اکسیداسیون دوباره چدن خام، از موادی با احیاءپذیری بالا و با خاصیت مکانیکی خوب استفاده شود. در این حالت بوته داغ‌تر شده و احیاء منگنز و انتقال گوگرد شدت می‌یابد.

۹- آهک اضافه در ناحیه شکم کوره بلند، توسط MgO جایگزین شود تا ویسکوزیته سرباره مطلوب شده و ظرفیت گوگردزایی حفظ شود.

۱۰- افزایش بازیسته سرباره اگر منجر به افزایش حلالیت گوگرد در سرباره شود، ارزان‌تر است در غیر این صورت، حجم سرباره با استفاده از کانه‌های سیلیسیم‌دار افزایش یابد.

۱۱- در هنگام استفاده از کک‌های دارای خاکستر زیاد، از جایگزین کردن سایر مواد هیدروکربنی به جای قسمتی از کک اجتناب شده و در این حالت از تزریق پودر آهک به درون تویرها یا از کک حاوی آهک استفاده شود.

۱۲- ممکن است در مواردی ماده خام به صورتی باشد که تهیه چدن خام حاوی گوگرد کم امکان‌پذیر نباشد یا اقتصادی نباشد. مانند حالتی که کک حاوی گوگرد زیاد است یا حالتی که کانه حاوی سیلیس زیاد است که در این حالت مصرف آهک بیشتر شده در نتیجه سرعت مصرف کک افزایش می‌یابد. یا هنگامیکه به دلیل تشکیل سرباره بسیار بازی و خطر تخریب نسوز، استفاده از سرباره با ترکیب شیمیایی بهینه امکان‌پذیر نباشد، در این شرایط گوگردزایی آهن خارج از کوره بلند انجام می‌شود.

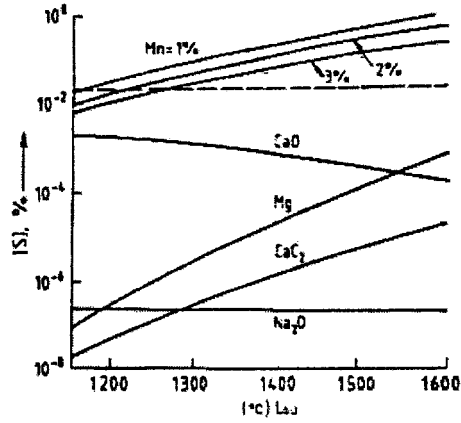
### ۷-۵) گوگردزدایی خارج از کوره بلند

در کوره بلند فقط به منظور گوگردزدایی خصوصیات سرباره و شرایط کار کوره را تنظیم نمی‌کنند زیرا اکثر عواملی که اثر مثبت بر روی گوگردزدایی دارند، باعث کاهش بازده کوره بلند می‌شود. گوگردزدایی در کوره بلند نیاز به افزودن آهک (سنگ آهک) دارد. این مورد منجر به افزایش هزینه بدلیل مصرف بیش از حد کک می‌شود. زیرا حرارت بیشتری برای ذوب سرباره و یا تجزیه سنگ آهن نیاز است. علاوه بر این، در اثر تجزیه سنگ آهک مقدار زیادی دی‌اکسید کربن تولید می‌شود. پس در مواردی که مقدار گوگرد چدن مذاب زیادتر از حد معمول است و امکان کاهش آن در کوره بلند وجود ندارد، گوگردزدایی را در خارج کوره بلند انجام می‌دهند. مقدار گوگرد چدن را بایستی متناسب با مقدار گوگرد مورد قبول در صنایع فولادسازی، کاهش داد. مقدار گوگرد موجود در چدن خام که برای فرآیند فولادسازی مناسب باشد در محدوده ۰/۰۳۵-۰/۰۲۵ درصد است [۱]. اما بایستی توجه کرد که از نظر اقتصادی قیمت تمام شده فولاد برحسب مقدار گوگرد آن، بصورت تابع نمایی افزایش می‌یابد. روشهای عملی گوگردزدایی در خارج از کوره بلند را براساس عوامل زیر تقسیم‌بندی می‌کنند:

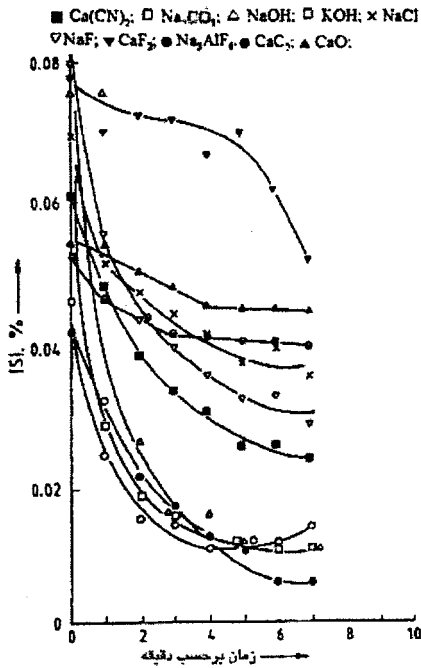
**الف) نوع عامل گوگردزدا:** بطور کلی تمامی عواملی که پتانسیل گوگرد آنها کمتر از پتانسیل گوگرد سولفید آهن باشد (در نمودار الینگهام زیر خط سولفید آهن باشند)، می‌توانند نقش گوگردزدایی داشته باشند. بنابراین عناصری مانند کلسیم، منگنز، منیزیم و آلیاژهای آن و یا ترکیباتی مانند اکسید کلسیم، کاربید کلسیم، سیانید کلسیم، فلورید کلسیم و ترکیبات قلیایی مانند کربنات سدیم، هیدروکسید سدیم، هیدروکسید پتاسیم و فلورید سدیم از نظر ترمودینامیکی قادر به گوگردزدایی می‌باشند.

**ب) محل و نحوه تماس عامل گوگردزدا با مذاب (تکنولوژی گوگردزدایی):** در این حالت عواملی مانند تزریق پودر گوگردزدا یا غوطه‌ور کردن آن یا قرار دادن آن در کیسه‌های مخصوص و... بحث می‌شود.

شکل (۵-۱۶)، مقدار تعادلی گوگرد چدن اشباع از کربن در دماهای مختلف برای انواع مواد مورد مصرف در گوگردزدایی را نشان می‌دهد. شکل (۵-۱۷) مقدار واقعی گوگرد باقی مانده در مذاب در روش دمش گاز نیتروژن از کف پاتیل برای مواد گدازآور گوناگون نشان می‌دهد.



شکل ۵-۱۶: ارتباط دما با مقدار تعادلی گوگرد در چند اشباع از کربن برای مواد مختلف گوگردزا [۱]



شکل ۵-۱۷: تغییرات مقدار واقعی گوگرد باقی مانده در مذاب با زمان برای مواد گداز آور گوناگون در حالت دمش گاز نیتروژن از کف پاتیل [۱]

فرآیندهای متداول گوگردزدایی در خارج کوره بلند در جدول (۵-۴) آمده است. در هر فرآیند، با افزایش سطح تماس بین ماده گوگردزدا و مذاب، سرعت واکنش افزایش می‌یابد. برای انتخاب یک ماده مناسب برای گوگردزدایی علاوه بر قابلیت گوگردزدایی آن ماده، عوامل دیگری از جمله: درجه گوگردزدایی (حداکثر مقدار گوگرد که آن ماده می‌تواند خارج کند) نوع روش استفاده شده، قیمت ماده گوگردزدا، امکان استفاده آن ماده در شرایط فولادسازی، کاهش دمای مذاب در فرآیند استفاده شده، افت مقدار آهن در سرباره، ترکیب شیمیایی نهایی فولاد، نوع اتمسفر استفاده شده، مصرف آسان و ارزان قیمت سرباره حاصل مدنظر است. در ادامه فرآیند گوگردزدایی با چند نوع از متداولترین مواد مورد مصرف بحث می‌شود.

جدول ۵-۴- فرآیندهای متداول گوگردزدایی در خارج از کوره بلند [۱]

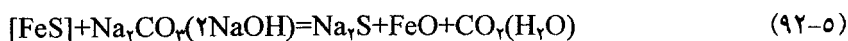
| روش             | فرآیند   |
|-----------------|--|
| روش خاکستر سودا | فرآیند خاکستر سودا<br>فرآیند پاتیل به پاتیل<br>فرآیند پاتیل همراه با سیفون                     |
| روش پاتیل لرزان | فرآیند پاتیل لرزان<br>فرآیند کنورتور DM<br>فرآیند استوانه دورا                                 |
| روش چرخشی       | فرآیند دیماگ <sup>۱</sup> - اوستبرگ <sup>۱</sup><br>فرآیند راین اشتل <sup>۲</sup><br>فرآیند KR |
| روش تزریقی      | فرآیند پاتیل<br>فرآیند ماشین تورپدو <sup>۳</sup>   |

1- Demag-Ostberg process  
2- Rheinstahl Process  
3- Torpedo-Car process

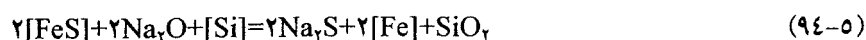
| روش   | فرآیند  |
|---|---|
| روش حباب گازی                                     | فرآیند دمش از کف<br>فرآیند دمش از بالا  |
| روش میکسرهای گازی                                 | فرآیند GMR  |
| گوگرد زدایی با منیزیم                             | فرآیند تزریق<br>فرآیند زنگ پلانگ <sup>۴</sup>   |
| گوگرد زدایی پیوسته در جوی<br>مذاب خروجی کوره بلند | فرآیند توربولاتور<br>فرآیند تزریق پودر<br>فرآیند اختلاط توسط پدال<br>فرآیند چرخش الکترومغناطیسی |

#### ۱-۲-۵) گوگرد زدایی با خاکستر سودا<sup>۱</sup> ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) یا سود سوزآور ( $\text{NaOH}$ )

از خاکستر سودا و یا سود سوزآور برای گوگرد زدایی در پاتیل مذاب استفاده می‌شود. بسته‌های خاکستر سودا قبل یا هنگام ریخته‌گری در پاتیل مذاب ریخته می‌شود. سدیم تمایل زیادی به واکنش با گوگرد دارد. سولفید سدیم از واکنش با FeS درون مذاب یا سرباره تشکیل می‌شود [۷،۱]:



دمای ذوب سولفید سدیم ۹۰۰ درجه سانتیگراد است که کمتر از دمای مذاب فولادسازی است. FeO حاصل با کربن و سیلیسیم درون مذاب واکنش می‌دهد در نتیجه سرعت واکنش (۹۲-۵) افزایش می‌یابد. چنانچه از اکسید سدیم به جای سود سوزآور یا کربنات سدیم استفاده شود، واکنشها بصورت زیر است:



سیلیس با  $\text{Na}_2\text{O}$  واکنش می دهد و سیلیکات سدیم تشکیل می شود. این ماده اگر در سرباره باشد باعث تخریب نسوزهای پاتیل فولادسازی می شود. همچنین کربنات سدیم با سیلیس نسوزهای پاتیل مذاب واکنش می دهد و سیلیکاتهای سدیم را تشکیل می دهد. کاهش کربنات سدیم در اثر تبخیر در دمای  $1250^\circ\text{C}$  درجه سانتیگراد، در حدود ۶ درصد است. با افزایش دما به  $1350^\circ\text{C}$  درجه سانتیگراد این مقدار به ۳۵ درصد می رسد. بنابراین خاصیت گوگردزدایی این ماده با افزایش دما شدیداً کاهش می یابد. از جمله معایب گوگردزدایی با خاکستر سودا، واکنش آن با لایه نسوز پاتیل است که در بالا بحث شد همچنین سرباره دور ریز این فرآیند بعلت دارا بودن مقدار زیاد مواد قلیایی، برای محیط زیست مشکل ساز است از طرفی بدلیل بخارات حاوی اکسید سدیم که از واکنش سولفید سدیم درون سرباره با آب ایجاد می شود (در اثر این واکنش سولفید هیدروژن و هیدروکسید سدیم ایجاد می شود)، مشکلات محیط زیستی این روش چند برابر می شود.

#### ۲-۷-۵) گوگردزدایی با آهک

با تزریق پودر آهک کشته شده همراه با نیتروژن یا سایر گازهای خنثی یا گازهای احیاکننده در پاتیل مذاب، عمل گوگردزدایی انجام می شود. در این حالت مقدار گوگرد تا مقادیر بسیار کم که مناسب فولادهای با کیفیت بالا است، کاهش می یابد. تزریق پودر آهک با ایجاد اغتشاش در مذاب، تماس جامد-مذاب را بهتر می کند و ذرات ریز آهک سطح تماس را افزایش می دهند. واکنش های گوگردزدایی در این روش به صورت زیر است [۷،۱]:



چون همواره مقداری سیلیسیم درون چدن مذاب موجود است، پس احتمال رخ دادن واکنش (۹۶-۵) بیشتر است. با افزودن یک ماده احیاکننده قوی، مانند پودر آلومینیم همراه با آهک (حدود ۲ درصد)، مقدار گوگرد مذاب کاهش بیشتری می یابد [۱]. نتایج مشابهی با استفاده از پودر منیزیم بدست آمده است. نتایج آزمایشگاهی نشان داده که تزریق پودر منیزیم همراه با نیتروژن، مقدار گوگرد مذاب را تا ۰/۰۰۱ درصد کاهش می دهد. واکنش (۹۷-۵) در این حالت انجام می شود [۱]:



به جای روش دمش گاز، از لوله‌های استوانه‌ای چرخان از جنس مواد نسوز برای مخلوط کردن مذاب و پودر آهک استفاده شده است. اشه<sup>۱</sup> مخلوطی از ذرات بسیار ریز شامل ۸۰ درصد آهک و ۲۰ درصد سودا را برای گوگردزایی آزمایش کرد. او با استفاده از هوای فشرده بعنوان گاز حامل، مقدار گوگرد مذاب را از ۰/۱۷ درصد تا ۰/۰۵ درصد در نمونه‌ای دیگر، از ۰/۰۴۳ درصد تا ۰/۰۲ درصد کاهش داد [۱].

ثابت تعادل واکنش (۹۵-۰) بصورت زیر است:

$$K = \frac{a_{\text{CaS}} \times P_{\text{CO}}}{a_{\text{CaO}} \times a_{\text{C}} \times [\%S] \times \gamma'_S} \quad (98-0)$$

مقدار ثابت تعادل در دمای ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد، حدود ۱۸۳ است. با فرض این که CaS و CaO جامد خالص، مذاب اشباع از کربن، فشار جزئی گاز منواکسید کربن یک اتمسفر و  $\gamma'_S = 5$  باشد، رابطه (۹۹-۰) بدست می‌آید:

$$[\%S] = \frac{1}{183 \times 5} \approx 0.001 \quad (99-0)$$

اگر از گاز حامل خنثی استفاده شود، مقدار گوگرد حاصله کمتر خواهد شد زیرا فشار جزئی گاز منواکسید کربن کمتر از یک اتمسفر می‌شود در نتیجه راحت تر خارج خواهد شد. با توجه به رابطه (۹۸-۰)، این مسئله ثابت تعادل را افزایش داده، در نتیجه مقدار گوگرد کمتری در مذاب حل می‌شود. محاسبات نشان داده، که مقدار گوگرد مذاب در صورت تماس خوب آن با آهک کاهش بیشتری می‌یابد.

### ۳-۷-۰ گوگردزایی با کاربید کلسیم

ویتین بر گر<sup>۱</sup> از پودر کاربید کلسیم همراه با تزریق گاز نیتروژن به درون مذاب، برای گوگردزایی استفاده کرد. در این حالت واکنش (۱۰۰-۰) رخ می‌دهد [۷]:



کاربید کلسیم به آسانی با اکسیژن هوا یا اکسیژن محلول در مذاب واکنش می‌دهد و اکسید می‌شود. از این رو واکنشهای (۱۰۱-۰) و (۱۰۲-۰) هم انجام می‌شود:



بنابراین گوگردزدایی با کاربید کلسیم بایستی در اتمسفر کنترل شده انجام شود. دمای ذوب محصول واکنش (سولفید کلسیم)، ۲۴۵۰ درجه سانتیگراد است در نتیجه بصورت ذرات جامد در سرباره باقی می‌ماند. عامل کنترل‌کننده واکنش، نفوذ گوگرد مذاب در مرز بین مذاب و کاربید کلسیم است. هنگامیکه ذرات کاربید کلسیم همراه با یک گازخشی به درون مذاب تزریق شود، لایه‌ای از سولفید کلسیم در سطح خارجی ذرات با پیشرفت واکنش رشد می‌کند. فعالیت هر ذره با زیاد شدن ضخامت این لایه کاهش می‌یابد. بنابراین بازدهی این ماده برای گوگردزدایی با پیشرفت واکنش نسبتاً کم می‌شود. تنها مزیت این ماده این است که مقدار گوگرد نهایی فلز مذاب نسبت به مقدار اولیه آن کاهش چشمگیری می‌یابد.

#### ۴-۷-۵) گوگردزدایی با منیزیم

منیزیم تمایل زیادی به واکنش با گوگرد دارد از این رو برای این منظور استفاده می‌شود. واکنشهای انجام شده در این حالت بصورت زیر است [۱]:



دمای تبخیر منیزیم کم است (۱۱۰۷ درجه سانتیگراد) بنابراین هنگام تماس با مذاب، منیزیم بخار شده و بازدهی آن کاهش می‌یابد در نتیجه بایستی تبخیر آن را کنترل کرد. در سالهای اخیر گوگردزدایی توسط تزریق مخلوط آهک و پودر منیزیم به درون چدن مذاب موضوع بررسی پژوهشگران گوناگون بوده است. آزمایشهای گوناگون نشان داده است با استفاده از مخلوط CaO به همراه ۲۵-۱۰ درصد پودر منیزیم. بازدهی گوگردزدایی افزایش یافته و مقدار گوگرد مذاب از ۰/۱۲ درصد به ۰/۰۲ درصد کاهش می‌یابد. در این حالت کاهش دمایی در حدود ۱۲ درجه سانتیگراد هنگام گوگردزدایی مشاهده شده، که به مراتب کمتر از کاهش دما هنگام گوگردزدایی با آهک است [۷۰]. آزمایشهایی هم به منظور غوطه‌ور کردن لوله‌هایی حاوی تکه‌های MgO-C به

درون مذاب انجام شده است. در این حالت حرارت مذاب منجر به احیاء اکسید منیزیم توسط کربن و تولید بخار منیزیم می‌شود. بخار منیزیم تولیدی توسط گاز حامل آرگن وارد مذاب شده و عمل گوگردزایی را انجام می‌دهد. از احیاکننده‌های قوی مانند پودر آلومینیم برای بهبود سرعت احیاء اکسید منیزیم استفاده شده است [۷۲].

### ۸-۵) بازده کوره بلند

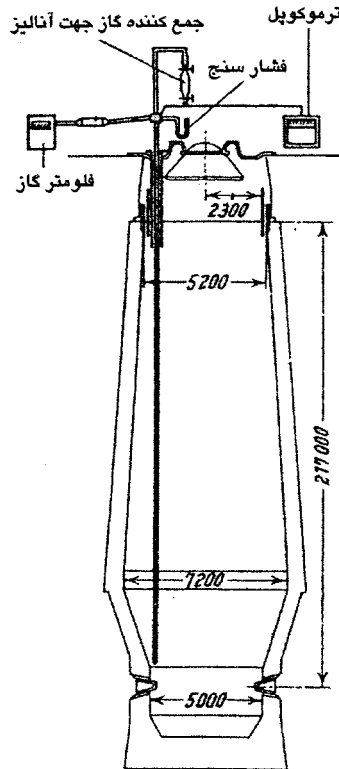
برای مقایسه بازده کوره بلند در حالات مختلف معمولاً دمش یا حجم هوای دم را ثابت نگه داشته و بازده را به دو روش تعیین می‌کنند. روش اول مقدار تولید آهن خام به ازای واحد وزن کک مصرفی (بعلت ثابت بودن دبی هوای دم، مصرف کک در روز ثابت است) است. در این روش، با دانه‌بندی کردن بار و استفاده از شارژ مرغوب می‌توان بازدهی را افزایش داد زیرا در این حالت مصرف کک برای تولید یک تن آهن خام، کاهش می‌یابد در نتیجه، تولید چدن برای به ازاء مصرف یک کیلو کک افزایش می‌یابد (بدون اینکه در میزان دمش تغییری داده شود). بعنوان مثال در کوره‌ای که تماماً از شارژ دانه‌بندی نشده و نامرغوب استفاده می‌شد، بار مرغوب بصورت گندله استفاده و بازدهی کوره دوبرابر شد. هنگام استفاده از گندله بجای بار نامرغوب، بعلت کاهش مصرف کک، بازده ۴۰ درصد افزایش یافت. بعلت تخلخل مناسب گندله، می‌توان سرعت دمش را افزایش داد و در نتیجه بازده به ۴۳ درصد افزایش می‌یابد. روش دیگر برای بررسی تأثیر بهبود شارژ بر روی بازده کوره بلند به این صورت است که مقدار آهن را در واحد حجم بار کوره بلند تعیین می‌کنند. هر چه شارژ مناسب‌تر باشد، درصد مصرف کک و مواد گدازآور کمتر بوده و مقدار آهن در واحد حجم بار بیشتر خواهد بود در نتیجه بازدهی بیشتر خواهد بود. در این حالت بازدهی افزایش می‌یابد بدون اینکه سرعت نزول بار یا سرعت شارژ کردن کوره بلند تغییر کند. روش دیگر برای افزایش بازده، افزایش دبی هوای دم و یا افزایش دبی اکسیژن به داخل کوره بلند است که همراه با افزایش سرعت نزول بار و افزایش دبی شارژ کوره است. بطور کلی بازده کوره بلند به دو صورت زیر افزایش می‌یابد:

۱- افزایش مقدار آهن در واحد حجم بار کوره بلند

۲- افزایش سرعت نزول بار یا دبی شارژ مواد به کوره بلند

### ۵-۹) دانه‌بندی بار کوره بلند و تأثیر آن بر نفوذپذیری و سرعت احیاء

اصولاً بار مصرفی کوره بلند از هر نوعی که باشد، کلوخه، گندله و یا قلوه‌های سنگ آهن، باید بدقت دانه‌بندی شود تا اندازه ذرات آن در محدوده مشخصی باشد. عبارت دیگر تغییرات اندازه ذرات زیاد نباشد. قبل از اینکه در مورد اندازه ذرات و محدوده آن بحث کرده، عملکرد بار در کوره بلند تشریح خواهد شد. تحول و دگرگونی بار هنگام پایین آمدن در کوره بلند، بر روی دما و ترکیب شیمیایی گازهای متصاعد شده در تنوره کوره تأثیر می‌گذارد. توسط فرو بردن یک پراب<sup>۱</sup> بطور عمودی در کوره بلند (شکل ۵-۱۸)، می‌توان با اندازه‌گیری دما و ترکیب شیمیایی گازها در قسمت‌های مختلف، تحولات بار کوره بلند را بررسی و مصرف شارژهای مختلف را مطالعه نمود. این موارد در شکل (۵-۱۹) نشان داده شده است. با توجه به شکل (۵-۱۹)، از بالای کوره تا ناحیه‌ای که دما به ۸۰۰ درجه سانتیگراد می‌رسد، تغییرات زیادی در ترکیب شیمیایی گازهای متصاعد شده بوجود نمی‌آید (واکنشهای احیاء در بار انجام نمی‌شود) و فقط بار تا دمای موردنیاز برای احیاء گرم می‌شود. سپس ناحیه احیاء غیرمستقیم شروع می‌شود که در آن ناحیه، تقریباً دمای گازها ثابت است و درصد گاز دی‌اکسید کربن نیز بطور قابل ملاحظه‌ای افزایش می‌یابد. منطقه بعدی، ناحیه احیاء مستقیم می‌باشد که دمای آن حدود ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد است و علیرغم سرعت زیاد احیاء در این ناحیه، درصد گاز دی‌اکسید کربن بسیار کم است. زیرا همراه با واکنش احیاء، واکنش بودوارد نیز صورت می‌گیرد.



شکل ۵-۱۸: موقعیت قرار گرفتن پرآب و سایر وسایل اندازه‌گیری دما و ترکیب شیمیایی گازهای درون کوره بلند [۱۰]

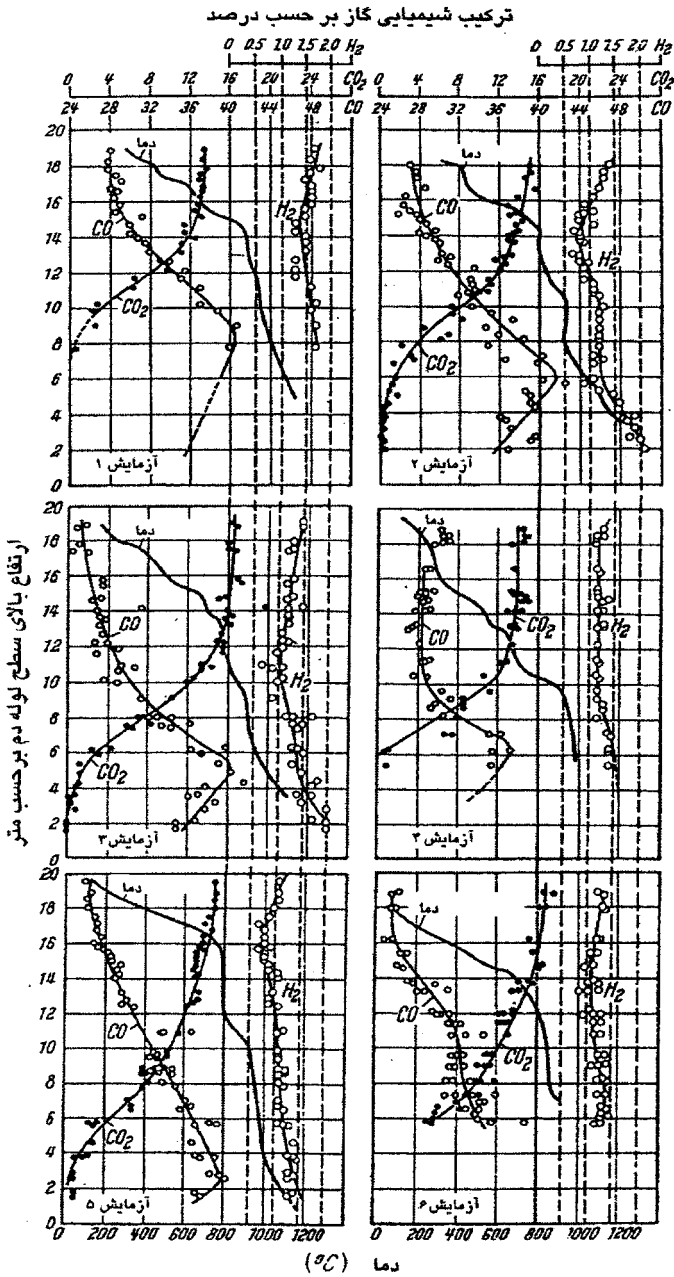
هنگامیکه شارژ کوره بلند دارای دانه‌بندی درشت باشد و یا از کانه‌هایی که به سختی احیاء می‌شوند، (مانند مگنتیت) تشکیل شده باشد، در ناحیه بالایی کوره بلند درصد کمتری از کانه احیاء می‌شود و بیشتر احیاء در ناحیه احیاء مستقیم انجام می‌گیرد. در مورد بارهایی که دانه‌بندی ریز و احیاءپذیری خوبی دارند، موضوع برعکس است [۱۰].

شکل (۵-۲۰)، نتایج آزمایشهایی را که بر روی دو نمونه سنگ آهن یکی با احیاءپذیری خوب (نمونه الف) و دیگری مخلوطی از کلوخه و سنگ آهن با احیاءپذیری متوسط (نمونه ب) انجام شده است، نشان می‌دهد. نسبت گازهای دی‌اکسید کربن و منواکسید کربن و تغییرات دمایی در طول کوره بلند، برای هر دو نمونه، اندازه‌گیری و

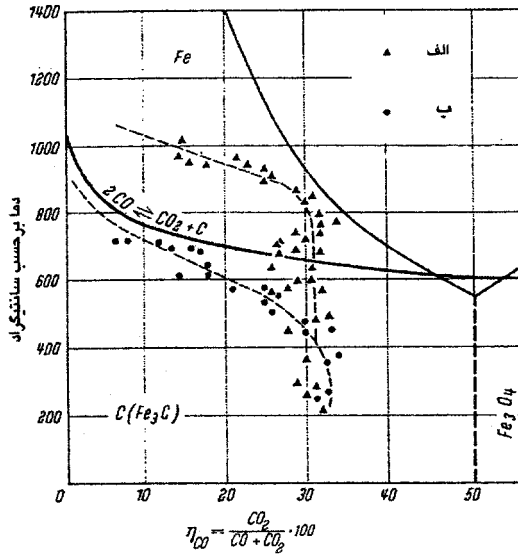
نمودارهای آنها رسم شده است. با توجه به شکل (۵-۲۰) مشاهده می‌شود در نمونه (الف)، تغییرات درصد گاز دی‌اکسید کربن تا قسمت‌های بالای کوره بلند (محدوده دمایی ۴۰۰-۳۰۰ درجه سانتیگراد) ادامه دارد. این بدان معنی است که در قسمت‌های بالایی کوره بلند احیاء غیرمستقیم آغاز می‌شود. در نمونه (ب) تغییرات نسبت گاز دی‌اکسید کربن از دماهای کمتر ۸۰۰ درجه سانتیگراد ثابت می‌ماند یعنی بیشترین مقدار احیاء برای نمونه (ب) به صورت احیاء مستقیم و در دماهای بالا انجام می‌شود. آزمایش را می‌توان با استفاده از وسیله‌ای که طرح آن در شکل (۵-۲۱) آمده است، مستقیماً بر روی کانه‌ها یا کلوخه‌هایی با دانه‌بندی مشخص انجام داد و نحوه‌ی احیاءپذیری آنها را مطالعه کرد. نتایج چنین آزمایشی در شکل (۵-۲۲) آمده است. در این آزمایش، نمودار تغییرات احیاءپذیری بر حسب درشتی سنگ معدن برای سه نوع سنگ معدن مختلف رسم شده است.

مطلب مهم دیگر، یکنواختی دانه‌بندی است. همانطور که شکل (۵-۲۳) نشان می‌دهد، هنگامیکه دو اندازه مختلف از یک ماده را با یکدیگر مخلوط کرده، نفوذپذیری مخلوط از نفوذپذیری هر یک از آنها به تنهایی کمتر است. هرچه نسبت اندازه ذرات در مخلوط بیشتر باشد (یعنی اختلاف اندازه‌ها بیشتر باشد)، کاهش نفوذپذیری در اثر مخلوط کردن آنها بیشتر است. بطور کلی هرچه سطح تماس گازهای احیاءکننده با دانه‌های کانه آهن و بطور کلی بار کوره بلند بیشتر باشد، سرعت احیاء بیشتر است. بنابراین از نقطه نظر سرعت احیاء، بهتر است که اندازه ذرات ریز باشد. عبارت دیگر نسبت سطح به حجم دانه‌های بار بیشترین مقدار را داشته باشد. از طرف دیگر کوچک شدن اندازه ذرات بار منجر به کم شدن نفوذپذیری آنها می‌شود. بنابراین، دانه‌بندی ذرات بار بایستی در حدی باشد که با داشتن حداکثر نفوذپذیری، سرعت احیاء نیز بالا باشد. معمولاً برای این منظور، دامنه اندازه ذرات بین ۱۰ تا ۲۵ میلیمتر انتخاب می‌شود [۱۰]. در هر حال با توجه به شکل (۵-۲۴) که در آن نسبت سطح به حجم یک ذره (ذرات کروی فرض شده‌اند) بر حسب اندازه آن رسم شده است، مشاهده می‌شود چنانچه اندازه ذرات کمتر از ۳۵ میلیمتر شود، نسبت سطح به حجم دانه سریعاً افزایش می‌یابد. این نسبت برای ذره‌ای به قطر ۲۵ میلیمتر، ۶ است در حالیکه برای ذره‌ای به قطر ۶/۲۵ میلیمتر، برابر ۲۴ است. با روشهای زیر می‌توان متوسط اندازه ذرات را در کوره بلند کاهش داد:

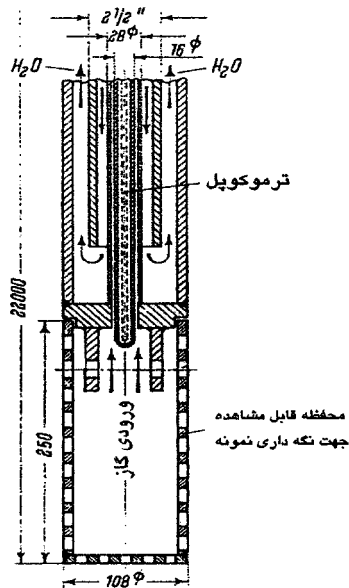
- ۱- حتی الامکان زنگ را به سطح بالایی کوره بلند نزدیک کرده تا فاصله ریزش کمتر شود.
  - ۲- زاویه زنگ را افزایش داد.
  - ۳- فاصله و سرعت افتادن زنگ را زیاد کرد.
  - ۴- سطح زنگ کاملاً صاف باشد.
- برعکس، برای افزایش متوسط اندازه ذرات در مرکز کوره بلند می‌توان کارهای زیر را انجام داد:
- ۱- شارژ معکوس انجام داد یعنی ابتدا کک بر روی ناقوس بزرگ ریخته شوند.
  - ۲- مخلوط کردن یعنی هنگام پر کردن زنگ، بطور یک در میان از اسکپ کک و کانه استفاده شود.
  - ۳- اندازه متوسط دانه‌ها را کاهش داد.
- بطور کلی هرچه قدر زمان ریختن مواد به داخل کوره کوتاهتر باشد، جدایش دانه کمتر بوده و متوسط اندازه ذرات در مرکز کوره کمتر است.



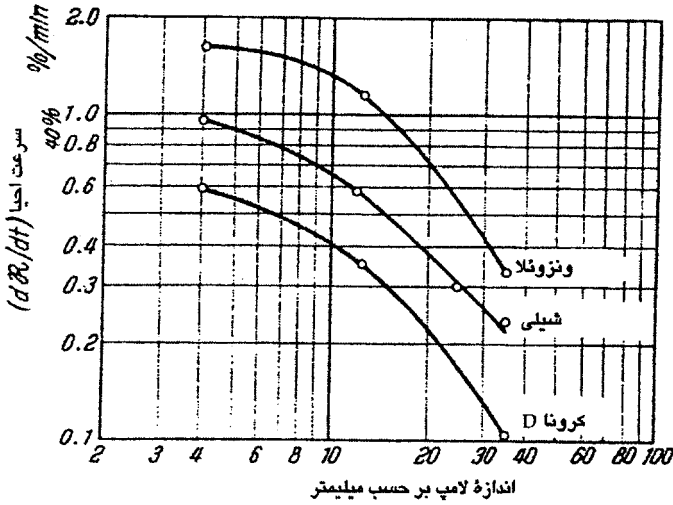
شکل ۵-۱۹: نمودار تغییرات دما و ترکیب شیمیایی گازها در کوره بلند [۱۰]



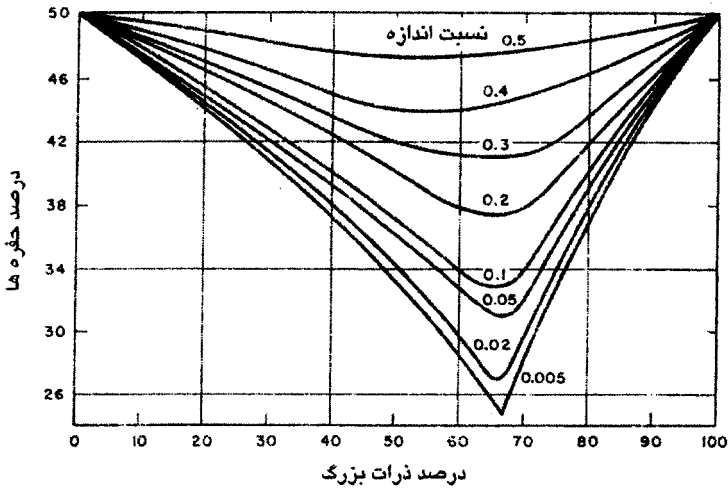
شکل ۵-۲۰: تغییرات ترکیب شیمیایی گازها با دما در طول کوره بلند برای دو نوع بار. الف) سنگ آهن با احیاءپذیری خوب، ب) مخلوط کلوخه و سنگ آهن [۱۰]



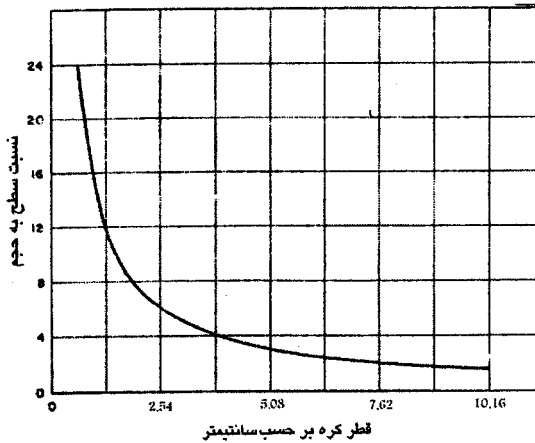
شکل ۵-۲۱: پراب خنک شونده با آب برای انجام آزمایش اثر دانه بندی بر احیاءپذیری بار کوره بلند [۱۰]



شکل ۵-۲۲: ارتباط بین اندازه ذرات بار کوره بلند (دانه بندی سنگ معدن) و احیا پذیری آن [۱۰]

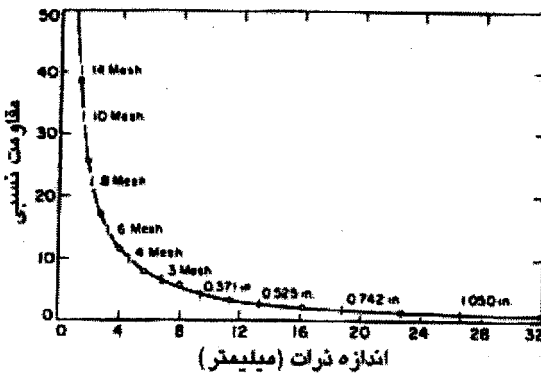


شکل ۵-۲۳: اثر دانه بندی بار بر درصد حفره ها [۶]



شکل ۵-۲۴: تأثیر قطر ذرات بار بر نسبت سطح به حجم هر ذره [۶]

منافذ و راههای عبور گاز از سطح لوله‌های دم به بالای کوره بلند، توسط مقاومت بار در مقابل عبور گاز و یا نفوذپذیری بار تعیین می‌شود. در نواحی پایین شکم کوره بلند، قسمت بیشتر گازها که از مجاری بالای لوله‌های دمش بوجود می‌آیند، متصاعد می‌شود و عملاً قسمت مرکزی غیرفعال است و فضای بین قطعات کک در این ناحیه توسط مواد خمیری پر شده است. هر چه از سطح لوله‌های دم بطرف نواحی بالایی شکم کوره بلند رفته، عرض منطقه قابل نفوذ زیاد می‌شود و ناحیه غیرفعال به تدریج حذف می‌گردد بطوریکه منطقه تماس در بالای شکم کوره بلند فعال است. بطور کلی مقاومت بار در مقابل عبور گاز، متناسب با عکس اندازه دانه‌ها به توان  $1/2$  است. ستونی از مواد با ذراتی به درشتی ۱۰ میلیمتر، ۶ برابر بهتر گاز را از خود عبور می‌دهد تا همان ستون با ذراتی به اندازه  $1/5$  میلیمتر. با توجه به شکل (۵-۲۵)، مشاهده می‌شود تأثیر بزرگی ذرات بار بر نفوذپذیری، از ۱۰ میلیمتر به بالا چندان محسوس نمی‌باشد و فقط ذرات کمتر از ۱۰ میلیمتر نفوذپذیری بار به شدت را کاهش می‌دهند. به همین دلیل تلاش می‌شود که بار کوره بلند دارای دانه‌بندی بزرگتر از ۱۰ میلیمتر باشد.



شکل ۵-۲۵: تغییرات نفوذپذیری (مقاومت در مقابل فلوی گاز) با اندازه ذرات مجموعه بار کوره بلند [۸،۷]

#### ۵-۹-۱) تعیین حد بالایی اندازه ذرات کانه آهن

با توجه به آنچه گفته شد، بکار بردن کانه یا کلوخه بصورت قلوه سنگهای بزرگ، می‌تواند به میزان قابل توجهی احیاءپذیری یا بعبارت دیگر سرعت احیاء را در کوره بلند کاهش دهد. بنابراین حد بالایی اندازه ذرات بار کوره بلند، تابعی از قابلیت احیاء کانی خواهد بود. بعبارت دیگر برای کانی‌هایی که قابلیت احیاء بالایی دارند می‌توان اندازه دانه‌ها را افزایش داد و در مورد کانه‌هایی که به سختی احیاء می‌شوند باید دانه‌بندی کوچکتر را انتخاب نمود.

اولین آزمایشها در این زمینه، توسط بوگدندی<sup>۱</sup> در یک کوره بلند کوچک به مدت ۸ هفته انجام شد [۱۰]. او ابتدا به مدت ۴ هفته، ۳۵ درصد از شارژ کوره بلند را سنگ آهن کرونا<sup>۲</sup> با قابلیت احیاء کم و دانه‌بندی ۶۰-۲۰ میلی‌متر استفاده کرد و در ۴ هفته بعد اندازه ذرات را در محدوده ۲۰-۶ میلی‌متر انتخاب نمود. نتیجه این آزمایشها در جدول (۵-۵) آمده است. با توجه به نتایج جدول، در آزمایش دوم ۱/۳ درصد به بازدهی کوره بلند افزوده شده و حدود ۱۰۰ کیلوگرم بر تن تولید از میزان مصرف کک کاسته شده است.

1- Bogdandy  
2- Kiruna

## ۰-۹-۲) تعیین حد پایین اندازه ذرات بار

برای غلبه بر فشار گازهای خروجی (برای اینکه گازهای متصاعدشونده نتوانند ذرات بار را با خود حمل کنند)، حد پایین اندازه ذرات بار به شرایط کار کوره بلند و اینکه با چه فشاری کار می‌کند مربوط می‌شود. بطور کلی در اغلب کوره‌های کوچک، ذراتی تا ۳ میلیمتر را مجاز می‌دانند. باید توجه داشت که حتی زمانی که ذراتی کمتر از ۵ میلیمتر را با سرند جدا کرده، مقدار قابل توجهی ذرات کمتر از ۵ میلیمتر در بار باقی می‌ماند. وجود ذراتی کوچکتر از اندازه مجاز، علاوه بر افزایش غبار خروجی از کوره بلند، منجر به برهم‌زدن یکنواختی عبور گاز در کوره بلند می‌شود. این مورد همچنین باعث افزایش مصرف کک در کوره بلند می‌شود. بنابراین، وجود مقدار زیاد ذرات ریز در بار کوره بلند، علاوه بر افزایش مصرف کک، باعث کاهش تولید و افزایش غبار می‌شود همچنین بایستی فشار گاز دهانه را نیز کاهش داد.

برای روشن شدن بیشتر مطلب نتایج کار دو نوع کوره بلند که با یک نوع شارژ ولی با درصد‌های مختلف ذرات ریز کار کرده‌اند، در جدول (۵-۶) آمده است. توزیع دانه‌بندی ذرات دو نوع شارژ (گندله یونانی و کلوخه) نیز در جدول‌های (۵-۷) و (۵-۸) آمده است. نتایج نشان می‌دهد کاهش مقدار ذرات کمتر از ۶ میلیمتر از ۸ درصد به ۲ درصد تا چه اندازه در بهبود کار کوره بلند (تولید کل کوره و مصرف کک) مؤثر است.

نکته مهم این است که حذف کامل ذرات ریز امکان‌پذیر نیست ولی می‌توان با استفاده از روش‌های مناسب آسیا کردن و سرند کردن درصد آنها را کاهش داد. بهبود تأثیر دانه‌بندی گندله و کلوخه پس از یک مرحله نهایی سرند کردن نیز در جدول (۵-۶) نشان داده شده است.

جدول ۵-۵: مشخصات کار کوره بلند با دو نوع دانه‌بندی بار براساس آزمایش بوگدندی [۱۰]

| اندازه ذرات کانه کرونا<br>دوره زمانی آزمایش                    | ۲۰ تا ۶۰ میلیمتر   | ۶ تا ۲۰ میلیمتر |
|--|--------------------|-----------------|
|  | ۳ تا ۲۷ آوریل ۱۹۵۹ | ۳ تا ۳۰ می ۱۹۵۹ |
| تولید آهن (تن در ۲۴ ساعت)                                      | ۶۹۶                | ۶۹۳             |
| مصرف کک (کیلوگرم بر حسب تن آهن)                                | ۸۷۶                | ۷۶۰             |
| خالص بار (کیلوگرم بر حسب تن آهن)                               | ۲۱۴۲               | ۲۰۸۴            |
| بازده خالص بار (درصد)  | ۴۶/۶۸              | ۴۷/۹۵           |
| گرد و غبار (کیلوگرم بر حسب تن آهن)                             | ۷۳                 | ۹۴              |
| درصد آهن در کانه‌ها و سایر مواد مختلف                          |                    |                 |
| درصد آهن کانه کرونا  | ۳۶/۹               | ۳۳/۱            |
| درصد آهن کانه واپانا   | ۳/۴                | ۳/۷             |
| درصد آهن کلوخه   | ۱۹/۲               | ۲۰/۵            |
| درصد آهن کانه های آلمانی<br>(کمتر از ۱۰۰ میلیمتر)              | ۱۳/۶               | ۱۱/۶            |
| درصد آهن کانه ونزوئلا (۶ تا ۶۰ میلیمتر)                        | ۴/۱                | ۱۰/۶            |
| درصد آهن بارفلزی   | ۱۱/۱               | ۷/۶             |
| درصد آهن سرپاره ها   | ۶/۳                | ۵/۷             |
| درصد آهن سایر مواد   | ۵/۴                | ۷/۲             |
| جمع کل   |                    |                 |
| درصد نسبت ذرات کمتر از ۱ میلیمتر در بار                        | ۷/۴                | ۸/۷             |
| بار بوته کوره (کیلوگرم کک بر حسب مترمربع در ساعت)              | ۸۹۸                | ۷۷۶             |
| دمای هوای دم (سانتیگراد)                                       | ۷۰۳                | ۶۴۹             |
| فشار هوای دم (سانتیمتر جیوه)                                   | ۶۰/۳               | ۶۱/۸            |
| دمای گاز خروجی (سانتیگراد)                                     | ۲۲۹                | ۱۸۵             |
| ارزش حرارتی گاز خروجی (کیلو کالری بر مترمکعب در شرایط متعارفی) | ۱۰۴۶               | ۹۵۱             |

| ترکیب شیمیایی گاز خروجی            |       |       |
|------------------------------------|-------|-------|
| درصد دی اکسید کربن                 | ۷/۵   | ۱۰/۷  |
| درصد منو اکسید کربن                | ۳۳/۳  | ۳۰/۰  |
| درصد گاز هیدروژن                   | ۱/۶   | ۱/۸   |
| دمای آهن مذاب (سانتیگراد)          | ۱۳۵۲  | ۱۳۵۱  |
| ترکیب شیمیایی آهن                  |       |       |
| درصد کربن                          | ۳/۷۱  | ۳/۸   |
| درصد سیلیسیم                       | ۰/۳۴  | ۰/۳۴  |
| درصد منگنز                         | ۰/۸۲  | ۰/۷۷  |
| درصد فسفر                          | ۱/۸۳  | ۱/۷۲  |
| درصد گوگرد                         | ۰/۰۵۹ | ۰/۰۵۹ |
| وزن سرباره (کیلوگرم بر حسب تن آهن) | ۶۹۳   | ۶۰۸   |
| ترکیب شیمیایی سرباره               |       |       |
| درصد آهک                           | ۴۳/۳۳ | ۴۳/۰۸ |
| درصد سیلیس                         | ۳۲/۳۹ | ۳۲/۳۳ |
| درصد FeO                           | ۰/۹   | ۱/۰۷  |
| درصد MnO                           | ۱/۱۶  | ۱/۲۱  |
| درصد گوگرد                         | ۱/۰۲  | ۱/۰۴  |
| درصد MgO                           | ۵/۱   | ۴/۵۴  |
| درصد P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> | ۰/۶۱  | ۰/۴۱  |
| مجموع تیتان و آلومین               | ۱۱/۵۳ | ۱۰/۷۵ |
| بازیسته (نسبت آهک به سیلیس)        | ۱/۳۴  | ۱/۳۳  |
| ترکیب شیمیایی کک                   |       |       |
| درصد کربن                          | -     | ۸۷/۸۴ |
| درصد خاکستر                        | -     | ۹/۰۲  |
| درصد رطوبت                         | -     | ۲/۱۱  |
| درصد گوگرد                         | -     | ۰/۷۶  |

جدول ۵-۶: نتایج کار دو کوره بلند در مورد مصرف بار قبل از سرنند کردن نهایی و بعد از سرنند کردن [۱۰]

| شرایط کار  | قبل از سرنند کردن | بعد از سرنند کردن |
|--|-------------------|-------------------|
| زمان   | می ۱۹۶۲           | اگوست ۱۹۶۳        |
| نوع کوره بلند  | B                 | D                 |
| قطر بوته (متر)   | ۸/۷۶              | ۸/۷۶              |
| تولید ماهیانه (تن)                                     | ۸۳۵۷۵             | ۹۱۲۹۲             |
| تولید کلی (تن در روز)                                  | ۲۶۹۶              | ۲۹۴۵              |
| تولید ویژه کوره بلند (تن بر حسب مترمربع در روز)        | ۴۴/۷              | ۴۸/۸              |
| مصرف کک (کیلوگرم بر حسب تن آهن)                        | ۵۸۶               | ۵۵۲               |
| بازده خالص بار (درصد)                                  | ۶۱/۵              | ۶۱/۴              |
| ترکیب شیمیایی بار                                      |                   |                   |
| گندله های یونانی (کیلوگرم بر حسب تن آهن)               | ۹۹۷               | ۷۶۲               |
| کلوخه اوون <sup>۱</sup> (کیلوگرم بر حسب تن آهن)        | ۳۴۵               | ۶۴۸               |
| کانه الک شده اریک <sup>۲</sup> (کیلوگرم بر حسب تن آهن) | ۷۷                | -                 |
| کلوخه بات <sup>۳</sup> (کیلوگرم بر حسب تن آهن)         | -                 | -                 |
| سرباره زیمنس - مارتین (کیلوگرم بر حسب تن آهن)          | ۱۱۳               | ۶۸                |
| قراضه (کیلوگرم بر حسب تن آهن)                          | ۸۶                | ۶۴                |
| سنگ آهک (کیلوگرم بر حسب تن آهن)                        | ۸۷                | ۱۰۲               |
| گراول <sup>۴</sup> (کیلوگرم بر حسب تن آهن)             | -                 | ۱۲                |
| بار گراس <sup>۵</sup> (کیلوگرم بر حسب تن آهن)          | ۱۷۰۵              | ۱۶۶۷              |
| گرد و غبار کوره بلند (کیلوگرم بر حسب تن آهن)           | ۷۸                | ۳۹                |
| سرباره (کیلوگرم بر حسب تن آهن)                         | ۲۶۸               | ۲۷۴               |
| حجم کوره بلند (مترمکعب بر ساعت در شرایط متعارفی)       | ۱۸۹۰۰۰            | ۲۰۰۰۰۰            |
| دمای هوای دم (سانتیگراد)                               | ۷۲۴               | ۷۷۷               |
| دمای گاز خروجی (سانتیگراد)                             | ۲۳۸               | ۲۳۲               |
| فشار بالای کوره بلند (اتمسفر)                          | ۰/۱۸              | ۰/۲               |
| نسبت منواکسید کربن به دی اکسید کربن                    | ۱/۵               | ۱/۴۷              |

- 1- Own
- 2- Eric
- 3- Bought
- 4- Gravel
- 5- Gross

جدول ۵-۷: محدوده اندازه گندله‌های یونانی مورد مصرف در جدول (۵-۶) [۱۰]

| اندازه ذرات       | توزیع ذرات پس از الک بر حسب درصد وزنی | توزیع ذرات الک نشده بر حسب درصد وزنی |
|-------------------|---------------------------------------|--------------------------------------|
| بیش از ۱۵ میلیمتر | ۱۳                                    | ۱۲ تا ۱۵                             |
| ۱۰ تا ۱۵ میلیمتر  | ۸۰                                    | ۷۰ تا ۷۵                             |
| ۶ تا ۱۰ میلیمتر   | ۵                                     | ۵ تا ۸                               |
| زیر ۶ میلیمتر     | ۲ تا ۱                                | ۷ تا ۸                               |

جدول ۵-۸: محدوده اندازه کلوخه مورد مصرف در جدول (۵-۶) [۱۰]

| اندازه ذرات       | آگوست ۱۹۶۳<br>(بر حسب درصد وزنی) | می ۱۹۶۲<br>(بر حسب درصد وزنی) |
|-------------------|----------------------------------|-------------------------------|
| بیش از ۲۵ میلیمتر | ۲۵                               | ۲۰                            |
| ۶ تا ۲۵ میلیمتر   | ۶۸                               | ۷۰                            |
| زیر ۶ میلیمتر     | ۷                                | ۱۰                            |

### ۵-۱۰) اثر افزایش فشار در بالای کوره بلند

می‌توان با کنترل گاز خروجی از دهانه کوره بلند، فشار بالای کوره بلند را به دلخواه افزایش داد. این فشار برای کوره بلندهای معمولی با دهانه باز، کمتر از یک اتمسفر (۱/۰ تا ۰/۷ اتمسفر) است. افزایش فشار دهانه کوره بلند اثرات زیر را دارد:

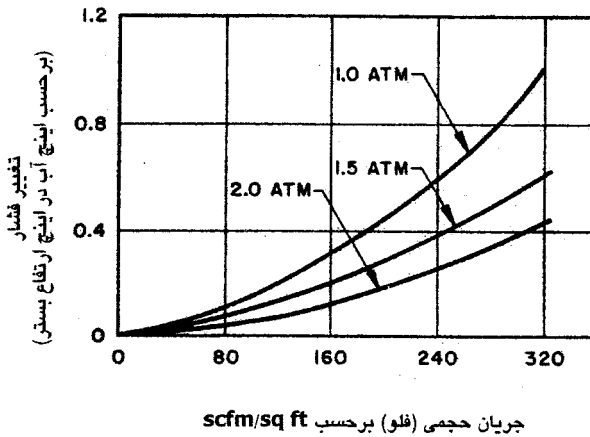
۱- دانسیته گازهای کوزه بلند زیاد می‌شود.

۲- کاهش فشار از پایین به بالای کوره بلند کم می‌شود.

در حالت عادی، سرعت هوای دم را نمی‌توان از یک حد مشخص بیشتر کرد. زیرا بعلت کاهش بیش از حد فشار، نزول بار در کوره بلند دچار اختلال می‌شود. با افزایش فشار در بالای کوره بلند می‌توان این مشکل را خنثی نمود. یعنی دبی هوای دم را افزایش داد بدون آنکه اشکالی در نزول بار و کار آرام کوره بلند ایجاد شود. به این ترتیب می‌توان بازده کوره را افزایش داد. شکل (۵-۲۶)، اثر افزایش فشار بالای کوره بلند را بر کاهش

فشار نشان می‌دهد. افزایش فشار بالای کوره بلند، از جهت زیر بر روی کار کوره تأثیر می‌گذارد:

- ۱- تماس مواد جامد با گاز بهتر شده و بازده شیمیایی گازها افزایش می‌یابد.
- ۲- گرد و غبار همراه گازهای خروجی کاهش می‌یابد.



شکل ۵-۲۶: تغییرات فشار بالای کوره بلند بر روی کاهش فشار [۶]

### ۵-۱۱) بررسی وضعیت متصاعد شدن گازها در تنوره کوره بلند

با بررسی درصد گاز دی‌اکسید کربن در مجموعه گازهای هر مقطع کوره بلند، می‌توان به چگونگی پخش گازها و سرعت حرکت آنها در نقاط مختلف کوره بلند پی برد. در نقاطی از کوره بلند که تخلخل زیاد است و سرعت جریان گازها زیاد است، درصد دی‌اکسید کربن کم است. زیرا در چنین نقاطی معمولاً درصد کک بیشتر است همچنین سرعت بالای حرکت گازها، مانع از تبدیل منواکسید کربن به دی‌اکسید کربن می‌شود. در نقاطی که مقدار کانه بیشتر است و لایه‌های قطور بار تشکیل شده است، سرعت جریان گاز کم می‌باشد و درصد گاز دی‌اکسید کربن در این نواحی زیاد است. حال چنانچه کوره بلند با کانه آهن دارای اندازه غیریکتواخت (دانه‌بندی نشده) شارژ شود، براساس شکل

(۵-۲۷)، در مقطع کوره بلند نقاطی با نفوذپذیری کم و نقاطی با نفوذپذیری زیاد تشکیل می‌شود. شکل (۵-۲۷)، مربوط به مقطعی از کوره در فاصله ۲۷۰ سانتیمتری (۹ فوت) از بالای خط بار است. براساس شکل مذکور، گازها در نزدیکی دیواره‌های کوره بلند، دارای ۶ دی‌اکسید کربن می‌باشد و به تدریج که از دیواره بطرف مرکز کوره بلند حرکت کرده، درصد دی‌اکسید کربن گاز به ۱۵ درصد می‌رسد. مجدداً در مرکز کوره بلند مقدار دی‌اکسید کربن، به ۶ درصد کاهش می‌یابد. پایین بودن درصد دی‌اکسید کربن در گازهای نزدیک دیواره کوره بلند، ناشی از تخلخل بار در نزدیکی دیواره‌ها می‌باشد که این مورد خود منجر به افزایش سرعت گازها در این نواحی می‌شود. در صورتیکه در مرکز کوره بلند، بعلت زیاد بودن مقدار کک، نفوذپذیری زیاد است و از طرفی وجود کک بیشتر نسبت به کانه، مانع از تبدیل منواکسید کربن به دی‌اکسید کربن می‌شود. بنابراین در تنوره کوره بلند در هر مقطعی سه ناحیه زیر را می‌توان تشخیص داد:

۱- ناحیه خارجی که حدود ۳۰ درصد کل مقطع کوره بلند است و نفوذپذیری خوبی

دارد.

۲- ناحیه میانی که حدود ۴۵ درصد کل مقطع کوره بلند را تشکیل می‌دهد و از

نفوذپذیری کمی برخوردار است.

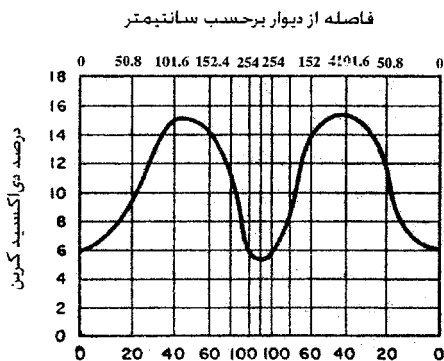
۳- ناحیه مرکزی که ۲۵ درصد کل مقطع کوره بلند را تشکیل می‌دهد و نفوذپذیری

خوبی دارد.

هنگامیکه مواد دانه‌بندی نشده به درون کوره شارژ می‌شود، ناحیه میانی بیشترین سطح مقطع کوره بلند را تشکیل می‌دهد در نتیجه کمترین قابلیت نفوذپذیری گاز بدست می‌آید. استفاده از بار دانه‌بندی شده باعث می‌شود بار بطور یکنواخت در سطح مقطع کوره بلند پخش شود. مواد دانه‌بندی شده نسبت به حالت دانه‌بندی نشده، نفوذپذیری بالاتری دارند. بطور کلی، هنگامیکه از بار دانه‌بندی شده با اندازه یکنواخت استفاده می‌شود، مناطق ذکر شده حذف شده و مقاطع بار نفوذپذیری خوب و نسبتاً یکنواختی دارند (شکل ۵-۲۸). با توجه به شکل (۵-۲۸)، سه لایه بالایی بار از گندله (دانه‌بندی یکنواخت) و لایه‌های پایین از کلوخه دانه‌بندی شده تشکیل شده است. بطور کلی نحوه شارژ کردن در کوره بلند بر روی یکنواختی بار و نفوذپذیری تأثیر زیادی دارد.

هنگامیکه صحبت از شارژ کردن مواد دانه‌بندی نشده و غیریکنواخت پیش می‌آید، مسئله شارژ کردن بسیار مشکل و حساس می‌شود. عوامل مؤثر در یکنواختی شارژ با سیستم زنگ بشرح زیر است:

- ۱- اندازه و زاویه زنگ بزرگ
  - ۲- فاصله سطح زیرین زنگ تا سطح بار
  - ۳- نحوه ریختن مواد بر روی زنگ بزرگ
  - ۴- سرعت و فاصله پایین آمدن زنگ
  - ۵- حجم مواد شارژ شده
  - ۶- اندازه دانه‌های بار
  - ۷- رطوبت بار
  - ۸- صاف و یکنواخت بودن سطح زنگ
- چنانچه دانه‌های کوچکتر از ۱۰ میلیمتر در بار زیاد باشد، چون این دانه‌ها بطور طبیعی زاویه شیب بزرگتری دارند، امکان غلتیدن بطرف مرکز کوره بلند را پیدا نکرده و در نقطه ریزش باقی می‌مانند در نتیجه، فقط دانه‌های درشت در مرکز کوره جمع خواهند شد.

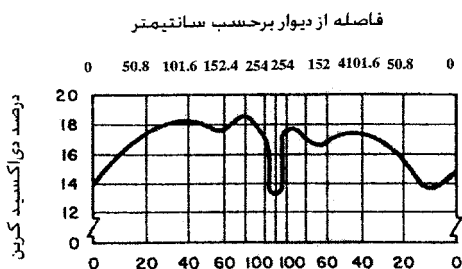


فاصله از دیوار برحسب اینچ  
(ب)

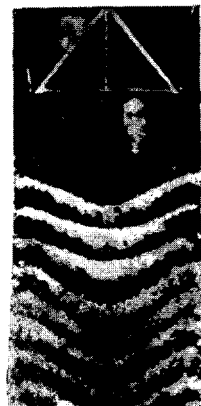


(الف)

شکل ۵-۲۲: الف) نحوه قرارگیری لایه‌های کانه آهن با اندازه غیریکنواخت در مقطعی از کوره بلند، ب) تغییرات گاز دی‌اکسید کربن در فواصل مختلف از دیواره برای همان مقطع حالت (الف)



فاصله از دیوار برحسب اینچ  
(ب)



(الف)

شکل ۵-۲۸: الف) نحوه قرارگیری لابه‌های کلوخه، ب) گندله‌های دانه‌بندی شده در مقطعی از کوره بلند [۶]

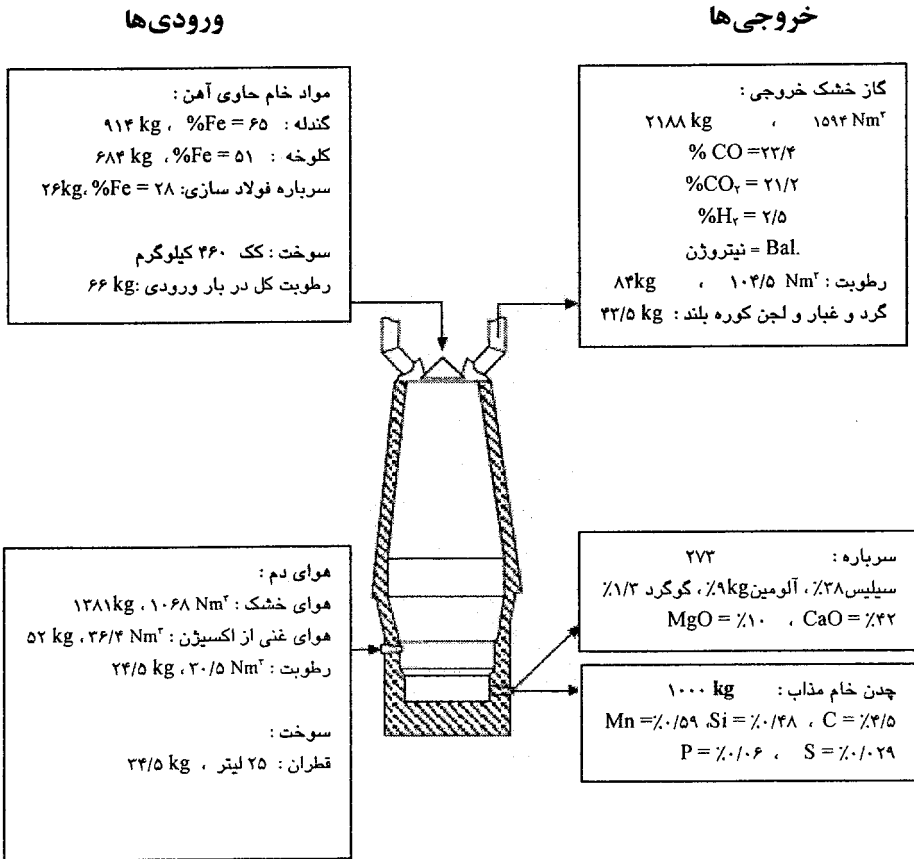
## ۱۲-۵) توازن انرژی و مواد در کوره بلند

انرژی خالص کوره بلند در اثر سوختن کک و سوخته‌های تزریقی به درون لوله‌های دم تأمین می‌شود. مقداری از انرژی کوره بلند توسط حرارت هوای گرم ورودی بدست می‌آید. حرارت ورودی به کوره بلند برای احیاء اکسیدهای آهن و سایر اکسیدها استفاده می‌شود. خروج چدن مذاب تولید شده و سرباره منجر به خارج شدن مقداری حرارت از کوره بلند می‌شود. قسمتی دیگر از انرژی توسط تبخیر رطوبت مواد خام و گازهای داغ خروجی تلف می‌شود. البته جذب مقداری از انرژی توسط بدنه و نسوزهای کوره بلند منجر به اتلاف انرژی در کوره بلند می‌شود. جدول (۵-۹) توازن انرژی در یک کوره بلند مدرن با حجم کاری ۲۸۸۹۸ مترمکعب را نشان می‌دهد. دمای هوای گرم ورودی در کوره بلند مزبور ۱۰۵۶ درجه سانتیگراد و سرعت دمش هوا ۶۵۶۵ مترمکعب در دقیقه است. هوای ورودی دارای ۲۲/۹ درصد اکسیژن است و فشار بالای کوره ۲۰۶/۸ کیلو پاسکال است. این کوره بلند در روز ۸۷۲۵ تن چدن مذاب تولید می‌کند. با توجه به جدول (۵-۹) مشخص می‌شود مقدار انرژی گازهای خروجی از کوره بلند بسیار زیاد است و لازم است

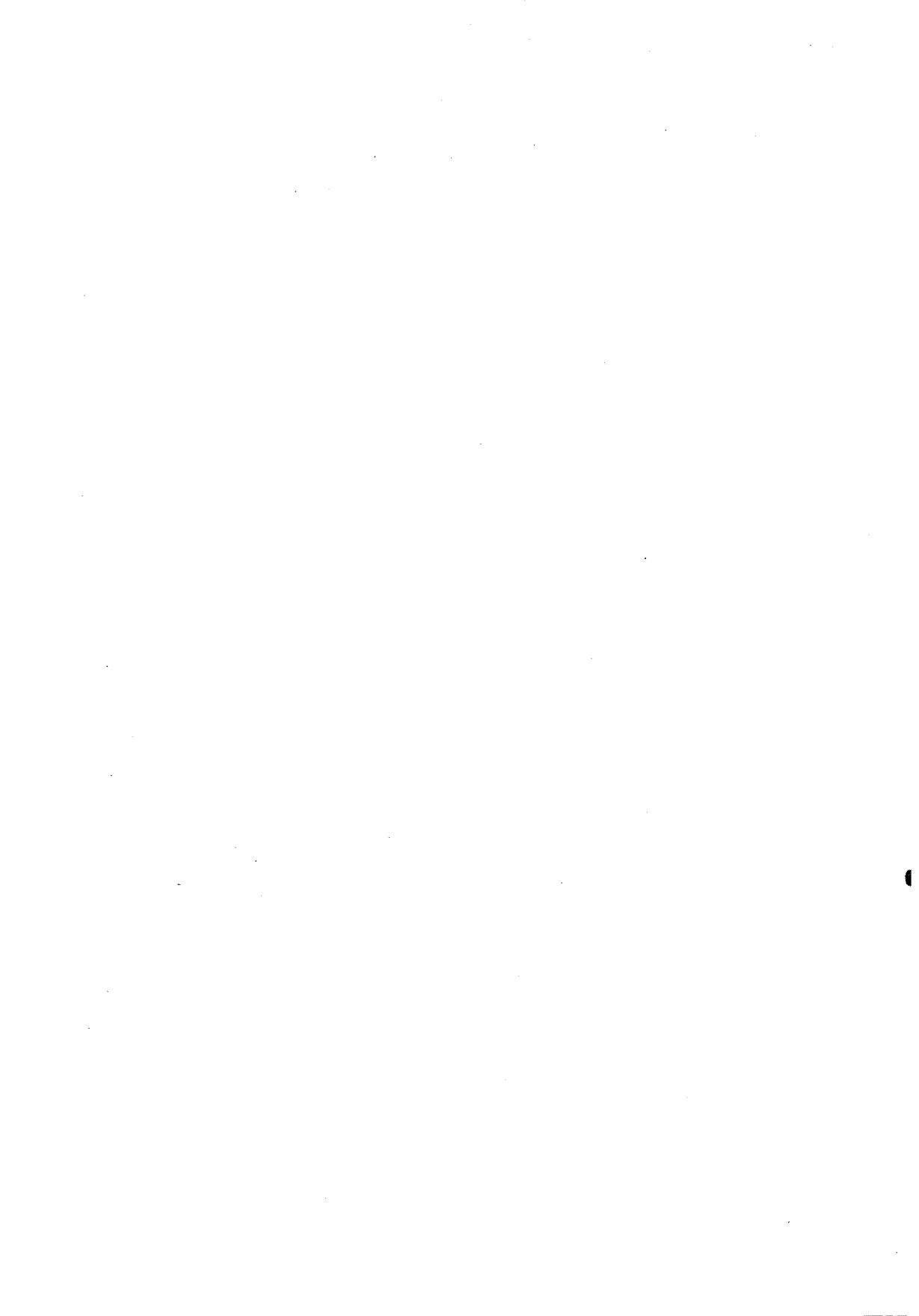
که از آن استفاده گردد. شکل (۵-۲۹) نمایی از توازن مواد ورودی و خروجی یک کوره بلند برای تولید یک تن چدن خام را نشان می‌دهد.

جدول ۵-۹: توازن انرژی در یک کوره بلند مدرن [۳، ۶۶]

| انرژی                      | گیگا ژول بر حسب یک تن چدن مذاب | میلیون BTU بر حسب یک تن چدن مذاب |
|----------------------------|--------------------------------|----------------------------------|
| <b>انرژی ورودی</b>         |                                |                                  |
| حرارت هوای ورودی           | ۱/۶۴                           | ۱/۴۱                             |
| سوختن کک                   | ۲/۱۰                           | ۱/۸۱                             |
| سوختن سوخت تزریق شده       | ۰/۲۷                           | ۰/۲۳                             |
| تجزیه آب                   | -۰/۲۶                          | -۰/۲۲                            |
| <b>جمع کل</b>              | <b>۳/۷۵</b>                    | <b>۳/۲۳</b>                      |
| <b>انرژی خروجی</b>         |                                |                                  |
| احیاء اکسیدهای آهن         | ۱/۱۷                           | ۱/۰۱                             |
| احیاء سایر اکسیدهای فلزی   | ۰/۱۵                           | ۰/۱۳                             |
| گرمای نهان سرباره مذاب     | ۰/۴۸                           | ۰/۴۱                             |
| گرمای نهان چدن مذاب        | ۱/۳۶                           | ۱/۱۸                             |
| گرمای نهان گاز خروجی       | ۰/۲                            | ۰/۱۷                             |
| تبخیر رطوبت مواد خام ورودی | ۰/۱۳                           | ۰/۱۱                             |
| اتلاف حرارت توسط کوره بلند | ۰/۲۶                           | ۰/۲۲                             |
| <b>جمع کل</b>              | <b>۳/۷۵</b>                    | <b>۳/۲۳</b>                      |



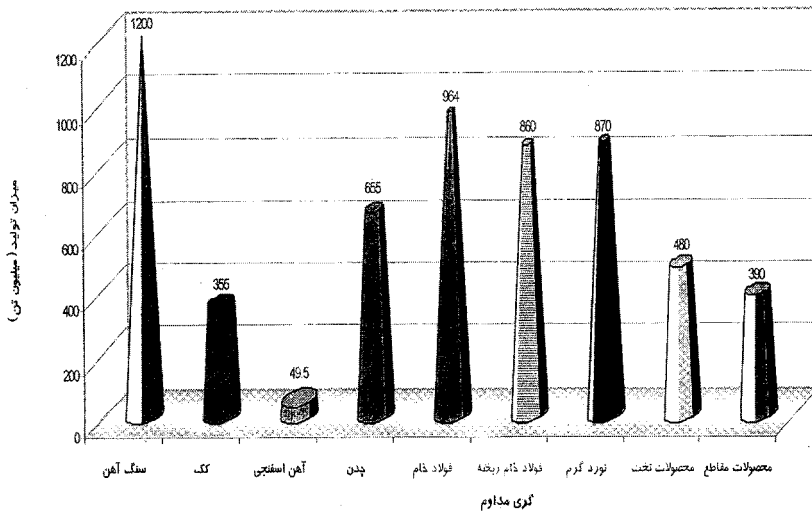
شکل ۵-۲۹: نمایی از توازن مواد ورودی و خروجی کوره بلند



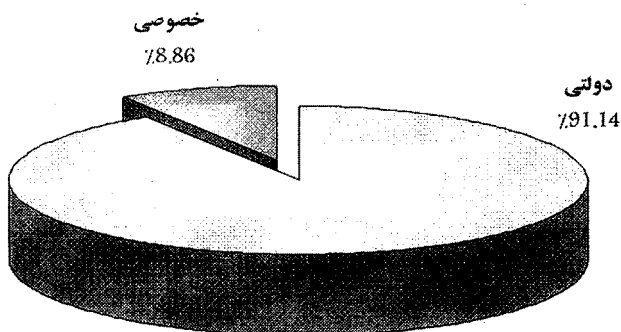
# پیوست ۱

## اطلاعات آماری در مورد تولید و مصرف فولاد

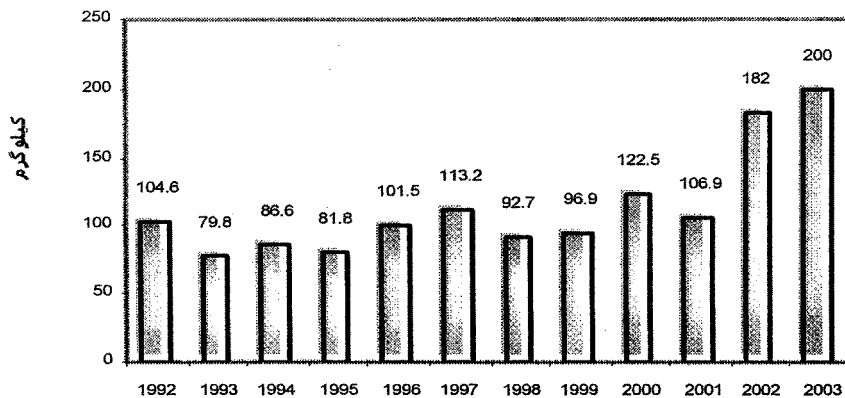
در این بخش اطلاعاتی در رابطه با تولید فولاد خام در کشورهای جهان و ایران ارائه شده است. کلیه نمودارها از اطلاعات و داده‌های موجود در واحد مدیریت تحقیق و توسعه شرکت ذوب آهن اصفهان اقتباس شده است [۷۳].



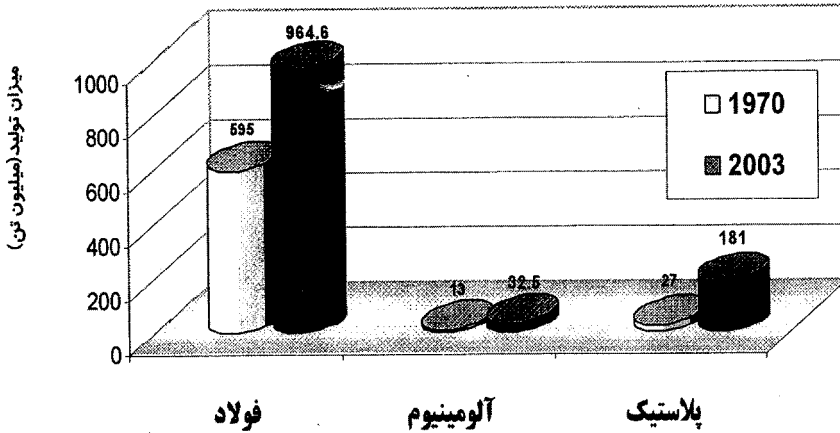
شکل ۱: میزان تولید مواد خام، محصولات میانی و نهایی صنعت فولاد در سال ۲۰۰۳



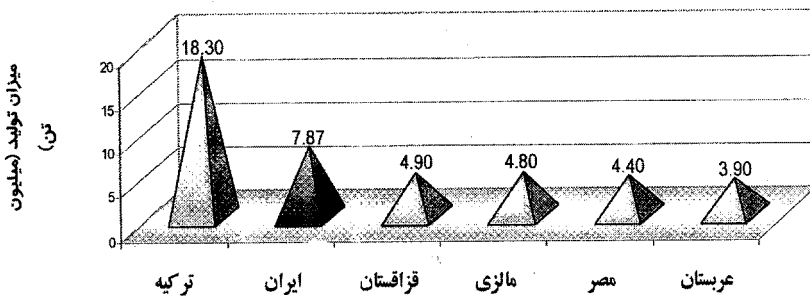
شکل ۲- سهم شرکتهای خصوصی و دولتی در تولید فولاد خام ایران (جمع تولید فولاد خام در سال ۲۰۰۳ میلادی ۷ میلیون و ۸۶۹ هزار تن)



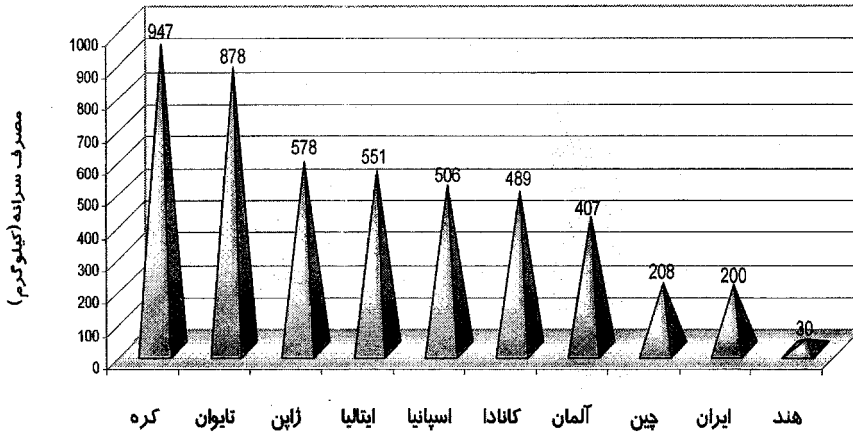
شکل ۳- میزان مصرف سرانه فولاد در ایران در محدوده سالهای ۱۹۹۲ تا ۲۰۰۳



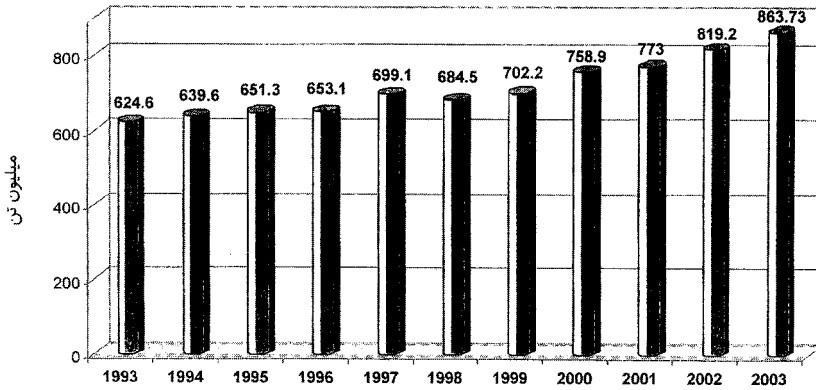
شکل ۴- مقایسه تولید فولاد، آلومینیوم و پلاستیک در جهان در محدوده سالهای ۱۹۷۰-۲۰۰۳



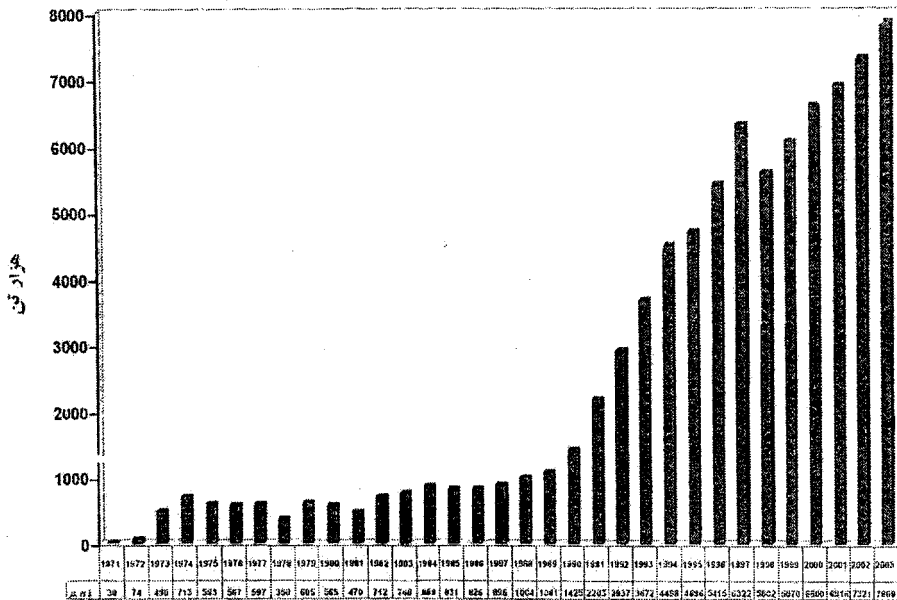
شکل ۵- میزان تولید فولاد خام در برخی از کشورهای اسلامی در سال ۲۰۰۳



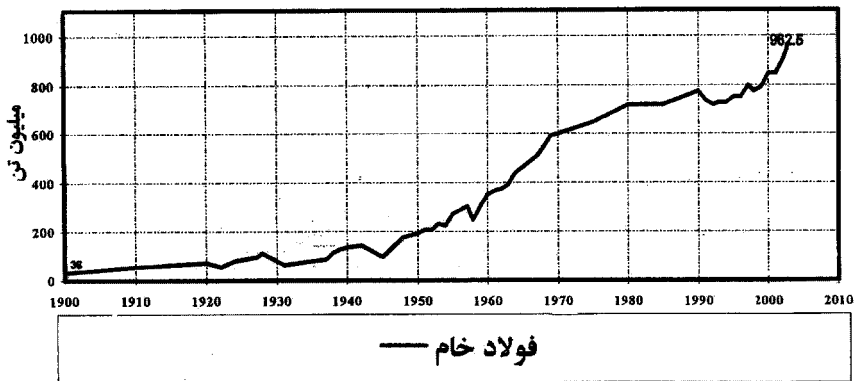
شکل ۶- مصرف سرانه فولاد در کشورهای مختلف جهان در سال ۲۰۰۳



شکل ۷- میزان مصرف فولاد در جهان (ارقام بر حسب میلیون تن)



شکل ۸- روند تولید فولاد خام در ایران در محدوده سالهای ۱۹۷۱-۲۰۰۳



شکل ۹- روند تولید فولاد خام (آهن) در جهان در محدوده ۱۹۰۰-۲۰۰۳

جدول ۱- تولید فولاد خام جهان در سالهای ۲۰۰۲ و ۲۰۰۳ به همراه رده بندی کشورهای تولید کننده فولاد در جهان (ارقام بر حسب میلیون تن)

| رتبه | کشور          | ۲۰۰۲   | ۲۰۰۳   | تغییر درصد |
|------|---------------|--------|--------|------------|
| ۱    | چین           | ۱۸۱۶۸۸ | ۲۲۰۱۱۵ | ۲۱/۲       |
| ۲    | ژاپن          | ۱۰۷۷۴۵ | ۱۱۰۵۱۰ | ۲/۶        |
| ۳    | آمریکا        | ۹۲۲۴۱  | ۹۱۳۶۰  | -۱         |
| ۴    | روسیه         | ۵۸۵۹۰  | ۶۱۳۲۵  | ۴/۷        |
| ۵    | کره جنوبی     | ۴۵۳۹۰  | ۴۶۳۰۶  | ۲          |
| ۶    | آلمان         | ۴۵۰۱۵  | ۴۴۸۴۱  | -۰/۴       |
| ۷    | اکراین        | ۳۴۰۵۶  | ۳۶۷۰۷  | ۷/۸        |
| ۸    | هند           | ۲۸۸۱۴  | ۳۱۷۷۹  | ۱۰/۳       |
| ۹    | برزیل         | ۲۹۶۰۴  | ۳۱۱۰۵  | ۵/۱        |
| ۱۰   | ایتالیا       | ۲۵۹۷۰  | ۲۶۷۴۰  | ۳          |
| ۱۱   | فرانسه        | ۲۰۲۵۸  | ۱۹۸۰۳  | -۲/۲       |
| ۱۲   | تایوان        | ۱۸۲۳۰  | ۱۸۹۰۳  | ۱۱/۱       |
| ۱۳   | ترکیه         | ۱۶۴۷۲  | ۱۸۲۹۸  | -۱/۷       |
| ۱۴   | اسپانیا       | ۱۶۴۰۸  | ۱۶۱۲۹  | -۳/۸       |
| ۱۵   | کانادا        | ۱۶۰۰۲  | ۱۵۳۹۹  | ۸/۴        |
| ۱۶   | مکزیک         | ۱۴۰۵۱  | ۱۵۲۳۷  | ۱۱         |
| ۱۷   | انگلستان      | ۱۱۶۶۵  | ۱۲۹۴۹  | -۱/۹       |
| ۱۸   | بلژیک         | ۱۱۳۴۳  | ۱۱۱۲۸  | ۴/۳        |
| ۱۹   | آفریقای جنوبی | ۹۰۹۵   | ۹۴۸۷   | ۸/۱        |
| ۲۰   | لهستان        | ۸۳۶۹   | ۹۰۴۷   | ۷/۵        |
| ۲۱   | ایران         | ۷۳۲۱   | ۷۸۶۹   | ۰/۲        |
| ۲۲   | استرالیا      | ۷۵۲۷   | ۷۵۴۴   | ۴/۳        |
| ۲۳   | جمهوری چک     | ۶۵۱۲   | ۶۷۹۰   | ۷/۷        |

| درصد رشد | ۲۰۰۳ | ۲۰۰۲ | کشور              | رد |
|----------|------|------|-------------------|----|
| ۱/۲      | ۶۵۸۷ | ۶۱۱۷ | هلند              | ۲۴ |
| ۵/۲      | ۶۲۶۱ | ۶۱۸۹ | اتریش             | ۲۵ |
| -۰/۸     | ۵۷۷۶ | ۵۴۹۲ | رومانی            | ۲۶ |
| ۱۵/۴     | ۵۷۰۷ | ۵۷۵۳ | سوئد              | ۲۷ |
| ۱/۴      | ۵۰۳۳ | ۴۳۶۳ | آرژانتین          | ۲۸ |
| ۱۹/۱     | ۴۸۸۰ | ۴۸۱۴ | قزاقستان          | ۲۹ |
| ۷/۳      | ۴۷۶۶ | ۴۰۰۳ | فنلاند            | ۳۰ |
| ۰        | ۴۵۸۸ | ۴۲۷۵ | اسلواکی           | ۳۱ |
| ۰        | ۴۳۱۵ | ۴۳۱۶ | مصر               | ۳۲ |
| ۱۰/۵     | ۳۹۴۴ | ۳۵۷۰ | عربستان سعودی     | ۳۳ |
| -۱۲      | ۳۶۶۴ | ۴۱۶۴ | ونزوئلا           | ۳۴ |
| -۱/۸     | ۲۶۷۰ | ۲۷۱۹ | لوکزامبرگ         | ۳۵ |
| -۳/۱     | ۱۹۸۹ | ۲۰۵۲ | مجارستان          | ۳۶ |
| ۷/۸      | ۱۶۰۰ | ۱۴۸۴ | روسیه سفید        | ۳۷ |
| -۲۰/۸    | ۱۴۵۷ | ۱۸۴۰ | یونان             | ۳۸ |
| ۵/۱      | ۱۳۴۴ | ۱۲۸۰ | شیلی              | ۳۹ |
| ۲/۶      | ۱۰۵۴ | ۱۰۲۷ | قطر               | ۴۰ |
| -۳/۷     | ۱۰۵۱ | ۱۰۹۱ | الجزایر           | ۴۱ |
| ۱۱/۷     | ۹۸۹  | ۸۸۶  | لیبی              | ۴۲ |
| ۱۰/۹     | ۹۰۶  | ۸۱۷  | توباگو و ترینیداد | ۴۳ |
| ۷۰/۲     | ۸۷۵  | ۵۱۴  | مولداوی           | ۴۴ |
| ۸/۲      | ۸۲۸  | ۷۶۵  | نیوزلند           | ۴۵ |
| -۱۹/۲    | ۷۲۲  | ۸۹۴  | پرتغال            | ۴۶ |
| ۰/۶      | ۶۹۸  | ۶۹۴  | نروژ              | ۴۷ |
| ۱۰/۵     | ۶۷۶  | ۶۱۱  | پرو               | ۴۸ |

| درصد رشد | ۲۰۰۲   | ۲۰۰۳   | کشور                 | رد |
|----------|--------|--------|----------------------|----|
| ۱۸/۶     | ۶۶۶    | ۵۶۲    | صربستان<br>ومونتنگرو | ۴۹ |
| ۰/۳      | ۶۶۵    | ۶۶۳    | کلمبیا               | ۵۰ |
| ۱۲/۸     | ۵۴۳    | ۴۸۱    | اسلونی               | ۵۱ |
| ۱۱/۱     | ۵۰۰    | ۴۵۰    | ازبکستان             | ۵۲ |
| ۶/۹      | ۲۳۱    | ۲۱۶    | گواتمالا             | ۵۳ |
| -۲۱/۴    | ۲۱۱    | ۲۶۸    | کوبا                 | ۵۴ |
| ۳۰/۵     | ۱۳۷    | ۱۰۵    | زیمباوه              | ۵۵ |
| ۱۷/۲     | ۹۴     | ۸۰     | پاراگوئه             | ۵۶ |
| -۵۷/۱    | ۸۶     | ۲۰۰    | تونس                 | ۵۷ |
| ۲۰/۲     | ۸۱     | ۶۷     | اکودار               | ۵۸ |
| ۱۸/۶     | ۵۸     | ۴۹     | الساوادر             | ۵۹ |
| ۲۰/۱     | ۴۱     | ۳۴     | اروگوئه              | ۶۰ |
| ۲۰/۵     | ۴۰     | ۳۳     | کرواسی               | ۶۱ |
| -۴۸/۹    | ۳۶     | ۷۰     | بوسنی و<br>هرزگوین   | ۶۲ |
| -۱۰۰     | ۰      | ۳۹۲    | دانمارک              | ۶۳ |
| ۶/۷      | ۹۴۵۱۴۰ | ۸۸۵۷۶۶ | تولید کل ۶۳ کشور     |    |

با توجه به اینکه میزان تولید در ۶۳ کشور موجود در جدول در حدود ۹۸ درصد کل تولید فولاد جهان را در بر می گیرد، بنابراین میزان تولید واقعی در سال ۲۰۰۳ در حدود ۹۶۲/۵ میلیون تن می باشد.

## مراجع

1- Fathi Habashi (editor), "Handbook of Extractive Metallurgy", Vol.1, The Metall Industry, Ferrous Metals, Wiley – VCH, 1997.

۲- ناصر توحیدی و رامزوقار، «آماده‌سازی بار کوره‌های تولید آهن و فولاد»، دانشکده فنی دانشگاه تهران، انتشارات چاپ دانشگاه تهران، تابستان ۱۳۷۶.

3- David H. Wakelin (editor), "The Making Shaping and Treating of Steel, Ironmaking Volume", 11th edition, The AISE steel foundation, 1999.

۴- عبدالله اعزازی اردی و سیدمهدی طیبی جزایری، «نگاهی به آینده فولاد در جهان»، مجموعه مقالات سمپوزیوم فولاد ۱۳۷۹.

۵- یوسف زرین قریچه، علی سعیدی و محمدحسن عباسی، «ارزیابی خواص گندله‌شوندگی سنگ آهن معادن خصوصی ایران»، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی مواد، دانشگاه صنعتی اصفهان، ۱۳۸۲.

6- Julius H. Strassburger (editor), "Blast Furnace, Theory and Practice", Gordon and Breach Science publishers, Vol.1, 1969.

7- Anil K. Biswas, "Principles of Blast furnace Ironmaking, Theory and Practice", University of Queensland, Brisbane, Australia, Cootha Publishing House, 1981.

8- Robert L. Stephenson (editor), "Direct Reduction of Iron, Technology and Economics of Production and Use", copyright by The Iron and Steel Society of AIME, 1980.

9- Lawrence S. Darken and Robert W. Gurry, "Physical Chemistry of Metals", copyright 1953 by McGraw-Hill Book Company, Inc., First Indian edition 1987 by CBS Publishers and Distributors, Reprint 2002.

10- L. von Bogdandy and H. J. Engell, "The Reduction of Iron Ores Scientific Basic and Technology", revised and translation deition of "die Reduktion der Eisenerze", Springer-Verlag Berlin, Heidelberg and Verlag Stahleisen mbH, Duseldorf, 1970.

11- Terkel Rosenqvist, "Principles of Extractive Metallurgy", Mc Graw Hill Inc., 4th printing, 1988.

12- G. E. F. Lundell, J. I. Hoffman and H. A. Bright, "Chemical Analysis of Iron and Steel", John Wiley and Son, Inc. NewYork, 1931.

13- David R. Gaskell, "Introduction to the thermodynamics of Materials", fourth edition, Taylor and Francis Books Inc., 2003.

۱۴- ناصر توحیدی، «احیاء مستقیم، تئوری تولید آهن اسفنجی»، مؤسسه انتشارات و چاپ دانشگاه تهران، دی ماه ۱۳۶۷.

15- C. Bodsworth and H. B. Bell, "Physical Chemistry of Iron and Steel Manufacture", Longman Group Limited London, second edition 1972.

16- D. F. Ball, J. Dartnell, J. Davison, A. Grieve and R. Wild, "Agglomeration of Iron Ores", published by Heinemann Educational Books Limited, London, First published 1973.

17- J. Dartnell "Effect of Burden Quality on Furnace productivity and Efficiency", JISI International, p. 282-292, 1969.

18- J. L. Reuss and M. M. Fine, "US Bureau of Mines", Report 7060, pp. 24, 1968.

۱۹- خطیب‌الاسلام صدرنژاد و احمد کرمانپور، «سوخت و انرژی»، مؤسسه انتشارات علمی دانشگاه صنعتی شریف، چاپ اول ۱۳۸۰.

20- Heribert Bertling, "Coal and Coke for Blast Furnaces", ISIJ International, Vol. 39, No. 7, pp. 617-624, 1999.

21- <http://www.uec.com/labs/coalandcoke/astm.htm>

22- A. P. Pukhov, B. M. Stelin, M. A. Tseitlin, V. S. Shvedov, L. S. Mkrtchan and Yu. I. Gokhman, "Introduction of Blast Furnace technology Involving Injection of Hot Reducing gases", Steel in The USSR, Vol. 21, pp. 333-338, Aug. 1991.

23- 2004 World Direct Reduction Statistics, Midrex, <http://www.midrex.com>.

۲۴- علی سعیدی، «جزوه آماده کردن بار کوره‌های تولید آهن و فولاد»، انتشارات دانشگاه صنعتی اصفهان.

۲۵- منابع موجود در آرشیو کارخانه ذوب آهن اصفهان.

۲۶- علیرضا کی یگانه، علی سعیدی و محمد حسن عباسی، «تعیین پارامترهای بهینه برای استفاده از سنگ آهن چادرملو در مجتمع فولاد مبارکه»، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، ۱۳۷۷.

27- C. E. Loo, "Role of Coke Size in Sintering of a Hematite Ore Blend", Ironmaking and Steelmaking, Vol. 18, No. 1, p33, 1991.

۲۸- علی سعیدی، مرتضی شمعیان و سیدرضا مرتضوی، «بررسی شرایط کاهش FeO در سینتر تولیدی ذوب آهن اصفهان»، گزارش طرح تحقیقاتی، تابستان ۱۳۸۲.

29- E. Pisila, K. Heinanen and K. Raipala, "RAUTARUUKKI'S Sinter Quality Control, Raahe Steel Works, Finland", Ironmaking Conference Proceedings, p. 475-480, 1989.

- 30- E. W. Voice, S. H. Brooks and P. K. Gladhill, "The Permability of Sinter Bed", J. of Iron and Steel Institute, 175, p. 136-139, 1953.
- 31- K. I. Higuchi, T. Kawaguchi, M. Kobayashi and Y. Hosotani, "Improvement of Productivity by Stand-Support Sintering in Commercial Machines", ISIJ International, Vol. 40, No. 12, pp. 1188-1194, 2000.
- 32- S. Kasama, T. Inazumi and T. Nakayasu, "New Analysis Method of Sinter Cake Pore Structure for Permeability Evaluation", ISIJ International, Vol. 34, No. 7, pp. 562-569, 1994.
- 33- E. Kasai and M. V. Ramas, "Effect of Raw Materials Bed Segregation on the Structural Change of Iron Ore Sintering Bed", ISIJ International, No. 4, Vol. 39, pp. 396-398, 1999.
- 34- E. Da Costa and J. P. Coheur, "Association of Calcium Ferrites in Iron Ore Sinter with Aenigmatites", Ironmaking and Steelmaking, Vol. 22, No. 3, pp. 223-226, 1995.
- 35- U. S. Yadav, B. D. Pandey, B. K. Das and D. N. Jena, "Influence of Magnesia on Sintering Characteristics of Iron Ore", Ironmaking and Steelmaking, Vol. 29, No. 2, pp. 91-95, 2002.
- 36- L. H. Hsieh, T. S. Kao, K. C. Liu and G. C. Wang, "Investigation of Low Flux Iron Ore Sintering and Its Application", 61 st Ironmaking Conference Proceedings, Nashville, TN, United State of America, Mar. 10-13, 2002.
- 37- K. Aketa, M. Takami, I. Shigaki, K. Hoshina, T. Takahashi and K. Kadaguchi, "Production of Low-SiO<sub>2</sub> Iron Ore Siter and Blast Furnace Operation at Kobe Works, Kobe Steel, Ltd.", Technical Reports 523, 1988.
- 38- Y. Hosotani, N. Konno, K. Yamaguchi, T. Orimoto and T. Inazumi, "Reduction Properties of Sinter with Fine Dispersed Pores at High Temperatures of 1273 K and Above", ISIJ Internatinal, Vol. 36, No. 12, pp. 1439-1447, 1996.
- 39- S. I. Okeke and F. N. Okoye, "Increasing Production Rate of Sinter Machine Using Heat of Hot Sinter Returns", Ironmaking and Steelmaking, Vol. 16, No. 5, pp. 325-330, 1989.

40- R. P. Bhagat, "Factors Affecting Return Sinter Fines Regimed and Strand Productivity in Iron Ore Sintering", ISIJ International, Vol. 39, No. 9, pp. 889-895, 1999.

41- E. Keddem, J. Rengersen and F. Rosier, "Definition and Control of Sinter Quality at HOOGOVENS IJMUIDEN, the Netherlands", Ironmaking Conference Proceedings, p. 625-635, 1988.

42- G. Tiwari, Y. Venkateswarlu, R. Mohanty and U. N. Behra, "Reduction Degradation Behavior of Sinter at VIZAG Steel", p. 202, CORAS 2001.

43- B. V. Kushnarve, S. P. Efimov and V. V. Raikel, "Improving Mix Prepration Technology to Energy Requirment for Production of Sinter and Improve its Quality", Steel in USSR, Vol. 17, p. 1987.

44- S. Kurosawa, H. Fukuyo, O. Sakamoto and Y. Yamaoka, "Recent Advance in Sintering Technology by NNK", Ironmaking Conference Proceedings, p. 451, 1989.

45- Kurt Meyer, "Pelletizing of Iron Ores", Springer-Verlag Berlin, Heidelberg and Verlag Stahleisen mbH, Duseldorf, 1980.

46- J. Appleby, HATCH Company, "Report on Visit the MSC Pellet Plant", Mobarake Iran.

۴۷- علی سعیدی و همکاران، «بررسی امکان مصرف سوخت جامد در گندله‌سازی و تعیین شرایط بهینه آن»، گزارش طرح تحقیقاتی، هسته تحقیقاتی متالورژی استخراجی دانشگاه صنعتی اصفهان، بهمن ۱۳۸۰.

48- P. C. Kapur, D. W. Fuerstenau, "Kinetics of Green Pelletization", Trans. Am. Inst. Min., Metall. Per. Eng., Vol. 229, pp. 348-355, 1964.

49- K. V. S. Sastry, D. W. Fuerstenau, "A Laboratory Method for Determining the Balling Behaviour of Taconite Concentrates", Trans. Soc. Min. Eng. AIME, Vol. 250, pp. 64-67, 1971.

50- K. V. S. Sastry, "The Agglomeration of Particulate Materials by Green Pelletization", PhD thesis, University of California, Berkeley, 1970.

51- K. V. S. Sastry, D. W. Fuerstenau, "Mechanisms of Agglomerate Growth in Green Pelletization", Powder Technology, Vol. 7, pp. 97-105, 1973.

52- S. M. Iveson, J. D. Litster and K. Hapgood, "Nucleation Growth and Breakage Phenomena in Agitated Wet Granulation Processes, A Review", Powder Technology, Vol. 117, pp. 3-39, 2001.

53- K. V. Sastry and P. J. Dontula, "Investigation of the Layering Mechanism of Agglomeration Growth During Drum Pelletization", Powder Technology, Vol. 130, pp. 231-237, 2003.

54- D. M. Newitt and J. M. Conway-Jones, "A Contribution to the Theory and Practice of Granulation", Trans. Inst. Chem. Eng., Vol. 36, pp. 422-442, 1958.

55- F. Patisson, J. P. Bellot, D. Ablitzer, E. Maeliere, C. Dulcy and J. M. Steiler, "Mathematical Modeling of Iron Ore Sintering Process", Ironmaking and Steelmaking, Vol. 18, No. 2, pp. 89-95, 1991.

56- M. Cross and P. Blot, "Optimizing the Operation of Straight-Grate Iron-ORE Pellet Induction System Using Process Models", Metall. and Mater. Trans. B, Vol. 30B, pp. 803-813, 1999.

57- J. B. Gassel and D. W. rierson, "Reaction Rate Study in the Oxidation of a Magnetite Ore", ICSTI / Ironmaking Conference Proceedings, p. 149-156, 1998.

۵۸- علی سعیدی و همکاران، «بررسی تولید گندله اکسیدی پوشش‌دار در مجتمع فولاد مبارکه»، گزارش طرح تحقیقاتی، ۱۳۸۱.

۵۹- علی سعیدی و همکاران، «تعیین پارامترهای بهینه جهت مصرف سنگ آهن چادرملو در مجتمع فولاد مبارکه»، گزارش طرح تحقیقاتی، ۱۳۷۷.

- 60- A. Saidi and J. Izadi, "Production of High Quality Pellets from Chadormalu Iron Ore", Proceedings of CORAS, Ranchi, India, 25-26 Sept. 2001.
- 61- A. Saidi, M. Barati, K. Azari and J. Izadi, "Hyperactivation of Bentonite in Pelletizing Process", Proceedings of CORAS, Ranchi, India. 25-26 Sept. 2001.
- 62- W. K. Lu and F. Huang, "The Evaluation of Ironmaking Process Based on Coal-Containing Iron Ore Agglomerates", ISIJ International, Vol. 41, No. 8, pp. 807-812, 2001.
- ۶۳- علی سعیدی، «جزوه کوره بلند»، انتشارات دانشگاه صنعتی اصفهان.
- 64- C. R. K. Sastry and S. M. Vadivel, "Blast Furnace Equipment", Oxford, 1980.
- 65- B. Linchevsky, A. Sobolevsky and A. Kalmenev, "Iron and Steel Making", MIR Publishers, Moscow, 1980, English translation 1983.
- 66- William T. Lankford, Jr., Norman L. Samways, Robert F. Craven and Harold McGannon (editor Emeritus), "The making, Shaping and Treating of Steel", United States Steel, printed in USA by Herbeck & Held, Pittsburgh, Pennsylvania, Tenth edition, 1985.
- 67- W. Sabela and R. Budzik, "Production of Low Silicon Hot Metal in blast Furnaces", Steel in Translation, Vol. 22, P. 351-353, 1992.
- 68- E. T. Turkdogan, "Blast Furnace Reactions", Metall and Mater. Trans. B, Vol. 9B, pp. 163-179, 1978.
- 69- E. T. Turkdogan, "Physical Chemistry of High Temperature Technology", Academic Press Inc., 1980.
- 70- R. H. Rein and J. Chipman, "Activities in the Liquid Solution  $\text{SiO}_2\text{-CaO-MgO-Al}_2\text{O}_3$  at 1600 C", Trans. Met. Soc. AIME, Vol. 233, pp. 415-425, 1965.

71- R. T. Stroup, "Carbothermic Smelting of Aluminium", Trans. Met. Soc. AIME, Vol. 230, p. 356-372, 1964.

72- Jian yang, Keiji Okumura, Mamoru Kuwabara and Masamichi Sano, "Desulfurization of Molten Iron with Magnesium Vapour Produced in-situ by Aluminothermic Reduction of Magnesium Oxide", ISIJ Internatinal, Vol. 41, No. 9, pp. 965-973, 2001.

۷۳- اطلاعات و مدارک موجود در واحد مدیریت تحقیق و توسعه شرکت ذوب آهن اصفهان.