



دانشگاه تهران
(شماره انتشارات ۱۰۶)

متالورژی مس



تألیف: } دکتر حکمت رضوی زاده
} و دکتر رامز وقار

ماتالورژی مس

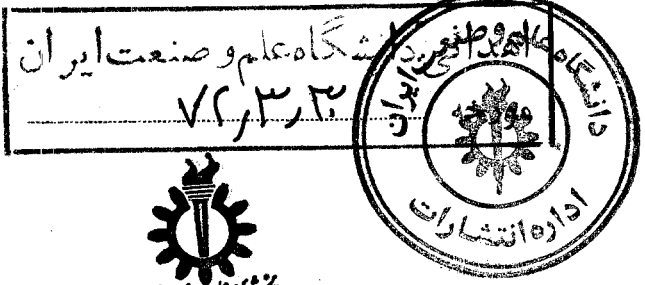
تألیف

۱۰۶

کتابخانه

TN
780
.73
C14

۸۷۲۰۸



کتابخانه ملی و صنعت ایران
 شماره ۷۲۳



احسان

بِسْمِ اللّٰهِ الرَّحْمٰنِ الرَّحِیْمِ

متالورژی مس

دکتر حکمت رضوی زاده }
 دکتر رامز وقار } تالیف:

TN
100
R3
100
100

41970



✻ متالورژی مس
* تألیف: دکتر حکمت رضوی زاده و دکتر رامزوقار
* تیراژ: ۳۰۰۰ جلد
* چاپ دوم: اردیبهشت ۱۳۷۲
* حق چاپ برای دانشگاه علم و صنعت ایران محفوظ است.
«شماره انتشارات ۱۰۱»

فهرست

فصل اول

تاریخچه تهیه مس ۱

فصل دوم

خواص مس

- ۱- خواص فیزیکی ۵
- ۲- خواص مکانیکی ۸
- ۳- خواص شیمیائی ۱۱
- ۴- خواص شیمی-فیزیکی ۱۳
- ۱- ۴- حلالیت گازها ۱۳
- ۲- ۴- نیدرژن تری ۱۶
- ۳- ۴- ناخالصی های مهم ۱۷

فصل سوم

انواع مس و آلیاژهای آن

- ۱- انواع مس موجود در صنعت ۲۱
- ۲- آمار تولید و مصرف و تغییرات قسمت مس در جهان ۲۵
- ۳- آلیاژهای مس ۲۹
- ۱- ۳- برنج ها ۳۱
- ۲- ۳- برنج های مخصوص ۳۳
- ۳- ۳- برنزها قلع ۳۷
- ۴- ۳- آلیاژهای مس و آلومینیم ۴۲
- ۵- ۳- آلیاژ مس و نیکل ۴۷
- ۶- ۳- آلیاژ مس و سیلیسیم ۴۹
- ۷- ۳- آلیاژ مس و بریلیم ۵۰
- ۸- ۳- آلیاژ مس نقره و تلور ۵۱

فصل چهارم

سنگ های مس و بر عیار کردن آن ها

- ۱- سنگ های اکسیده ۵۳
- ۲- سنگ های سولفوریه ۵۴
- ۳- مهمترین معادن مس ۵۴
- ۴- عیار قابل استخراج ۵۷
- ۵- فلوتاسیون ۶۰

فصل پنجم

روش های کلی استخراج مس

- ۱- روش احیاء ۶۹
- ۲- روش تهیه مات ۷۰
- ۳- روش هیدرومتالورژی ۷۲
- ۴- متالورژی مس از طریق تشکیل مات ۷۳

فصل ششم

تشویه

- ۱- تئوری تشویه سنگ معدنی مس ۷۷
- ۲- دستگاه تشویه ۸۴
- ۱- ۲ کوره از نوع کیلن ۸۵
- ۲- ۲ کوره گردان ۸۵
- ۳- ۲ کوره شعله ائی ۸۶
- ۴- ۲ کوره Spirlet ۸۶
- ۵- ۲ کوره (Multiple-hearth roaster) Wedge ۸۸
- ۶- ۲ تشویه آگلومره کننده ۸۹
- ۷- ۲ تشویه معلق (Fluid-bed roaster) ۸۹

فصل هفتم

اصول نظری تهیه مات

- ۱- ذوب مس و تهیه مات ۹۳
- ۲- اصول تئوری مات ۹۵
- ۳- دیاگرام سه تایی Cu-Fe-S ۹۷
- ۴- سرباره کوره‌های تهیه مات ۹۹
- ۵- تلفات مس در سرباره ۱۰۳

فصل هشتم

کوره‌های ذوب تهیه مات

- ۱- کوره شعله‌ائی ۱۰۷
- ۱-۱ بار کوره شعله‌ائی ۱۰۹
- ۱-۲ ساختمان کوره شعله‌ائی ۱۱۰
- ۱-۳ واکنش در کوره شعله‌ای ۱۱۶
- ۱-۴ محصول کوره شعله‌ای ۱۱۹
- ۱-۵ تلفات مس در کوره شعله‌ای ۱۲۲
- ۱-۶ مزایا و معایب کوره شعله‌ای ۱۲۳
- ۲- کوره قائم ۱۲۴
- ۲-۱ ساختمان کوره قائم ۱۲۵
- ۲-۲ بار کوره ۱۲۸
- ۲-۳ واکنش‌ها در کوره قائم ۱۳۰
- ۲-۴ تلفات مس در کوره قائم ۱۳۳
- ۲-۵ مقایسه بین کوره شعله‌ای و کوره قائم ۱۳۳
- ۳- کوره الکتریکی ۱۳۶
- ۴- روش‌های جدید برای تهیه مات ۱۴۱
- ۴-۱ روش اتوکومپو ۱۴۳
- ۴-۲ روش اینکو ۱۴۵
- ۴-۳ روش OSS (Oxygen Sprinkler Smelting) ۱۵۰

فصل نهم

تهیه مس خام از مات

- ۱- مرحله اول : اکسیداسیون سولفور آهن ۱۵۴
- ۲- مرحله دوم : اکسیداسیون سولفور مس ۱۵۷
- ۳- بیلان حرارتی کار کنورتور ۱۶۳
- ۴- مشخصات کار کنورتور ۱۶۴
- ۱- ۴ ظرفیت تولید ۱۶۴
- ۲- ۴ تلفات مس در سرباره ۱۶۵
- ۳- ۴ کم کردن تلفات مس در سرباره ۱۶۶
- ۴- ۴ بازیابی مس از سرباره ۱۶۶
- ۵- مشخصات ساختمان کنورتور ۱۶۸
- ۶- محصولات کنورتور ۱۷۴
- ۷- تغییرات جدید در روش تبدیل مس به مس خام ۱۷۵
- ۱- ۷ : Hoboken Converter ۱۷۶
- ۲- ۷ کنورتور با دمیدن از بالا ۱۷۷

فصل دهم

تهیه یک مرحله ای مس از کنسانتره

- ۱- روش نوراندا ۱۸۱
- ۲- روش ورکرا ۱۸۴
- ۳- روش میتسویشی ۱۸۶
- ۴- مزایا و معایب تولید مس بصورت پیوسته ۱۹۰

فصل یازدهم

تصفیه حرارتی

- ۱- عملیات اکسیده کردن ۱۹۴
- ۲- مرحله احیاء ۱۹۸
- ۳- پرشارژ اولیه ۱۹۸

- ۴- پرشارژ ثانویه ۱۹۹
- ۵- کوره های تصفیه ۲۰۱
- ۶- ریخته گری مس تصفیه شده حرارتی ۲۰۳

فصل دوازدهم

تصفیه الکتریکی

- ۱- قانون فاراده (محاسبه بازدهی شدت جریان) ۲۰۶
- ۲- تلفات در الکترولیز ۲۰۷
- ۳- دانسیته جریان ۲۰۸
- ۴- پتانسیل لازم برای الکترولیز ۲۱۱
- ۵- ناخالصی های همراه مس در الکترولیت ۲۱۲
- ۱- ۵ ناخالصی های الکترونگاتیو ۲۱۲
- ۲- ۵ ناخالصی های الکتروپوزیو ۲۱۶
- ۶- عناصر اضافه شده به اکترولیت و اثر آن ها ۲۱۶
- ۷- الکترولیز و سیستم های مختلف آن ۲۱۹
- ۸- تصفیه الکترولیت ۲۲۰
- ۹- الکترولیز و سیستم های مختلف آن ۲۲۲
- ۱۰- طرز کار الکترولیز ۲۲۹
- ۱۱- ترکیبات لجن الکترولیز و تصفیه آن ۲۳۱

فصل سیزدهم

هیدرومتالورژی مس

- ۱- مکانیسم حل کردن ۲۳۵
- ۱- شیمیائی ۲۳۶
- ۲- ۱ میکروبیولوژیکی ۲۳۸
- ۲- حلال ها ۲۴۰
- ۳- عملیات جهت بهتر حل شدن ماده معدنی ۲۴۴
- ۱- ۳ تشویه سولفات کننده ۲۴۵

۲۴۶ ۲-۳ تشویه کلرور کننده
۲۴۷ ۴-عوامل موثر در حل کردن
۲۵۲ ۵-روش های حل کردن
۲۵۲ ۱-۵ حل کردن درجا
۲۵۵ ۲-۵ حل کردن بصورت توده سنگ معدن
۲۵۷ ۳-۵ حل کردن در حوضچه
۲۵۷ ۴-۵ حل کردن مکانیکی
۲۵۷ ۵-۵ حل کردن اتوکلاو

فصل چهاردهم

۲۶۳ پرعیار کردن محلول های کم عیار
-----	-------------------------------------

فصل پانزدهم

استخراج مس از محلول

۲۶۹ ۱-سمانتاسیون
۲۷۲ ۲-رسوب شیمیائی
۲۷۲ ۳-رسوب مس توسط الکترولیز
۲۷۳ ۱-۳ پتانسیل لازم
۲۷۳ ۲-۳ دانسیته جریان
۲۷۴ ۳-۳ عوامل مربوط به الکترولیز
۲۷۵ ۴-۳ کم کردن مقدار آهن در الکترولیت
۲۷۶ ۵-۳ تصفیه الکترولیت
۲۷۷ ۶-۳ آند و کاتد الکترولیز
۲۷۹ ۴-رسوب توسط الکترو دیالیز

فصل شانزدهم

ذوب مجدد و گاز زدائی مس در صنعت

۲۸۱ ۱-ذوب مجدد
-----	------------------

- ۲۰- گاززدائی مس در صنعت ۲۸۲
- ۲-۱ تولید مس عاری از اکسیژن در خلاء ۲۸۲
- ۲-۲ تولید مس عاری از اکسیژن بوسیله عناصر اکسیژن زدا ۲۸۲

پیشگفتار

در زمینه مس تاکنون در جهان کتاب های اندکی تألیف شده است که طرز تهیه مس و اصول استخراج آن مهمترین مباحث این کتاب ها را تشکیل می دهد. در باره خواص فیزیکی، مکانیکی و شیمیائی مس نیز کتاب های دیگری، البته نه چندان زیاد بچاپ رسیده است.

کتاب **Copper** تألیف **A. Butts** شاید اولین کتابی باشد که در آن سعی شده است هر دو مبحث استخراج و خواص مس بطور مختصر ولی در فصول متنوع مورد بررسی قرار گیرد.

حال با توجه به معادن مس کشف شده در ایران که در حال حاضر از لحاظ ذخائر معدنی در ردیف دوم جهان قرار گرفته است و با وجود مجتمع عظیم مس سرچشمه و صنایع جنبی آن، نیاز رشته تولید فلزات غیر آهنی هم در صنایع و هم در دانشگاه های صنعتی، به کتابی در زمینه متالورژی مس هر چه بیشتر احساس می شود.

این کتاب اولین مجموعه به زبان فارسی در این زمینه است که در آن سعی شده است با روندی ابتکاری و نوین ابتدا خواص فیزیکی مکانیکی، شیمیائی و آلیاژهای مهم مس مورد بررسی قرار گیرند و سپس کلیه عملیات انجام شده بر روی سنگ معدن مس برای تولید مس صنعتی خالص به ترتیب مورد ارزیابی قرار گرفته است. بدین منظور از بررسی سنگ معدن مس شروع و پس از مراحل پرعیار کنی در روش ییرو متالورژی، انواع روش های تشویه، اصول تئوری تهیه مات و انواع کوره های تولید مات، تولید مس بلیستر و تهیه یک مرحله ای آن به روش های تصفیه آتشی و الکترولیز که منجر به تولید مس کاتد یک می شود، ختم می گردد.

در روش هیدرو متالورژی پس از شرح علل استفاده، انواع روش های حل کردن و پرعیار کن یونی، استخراج مس از محلول بطرق مختلف و حتی الکترولیز و الکترو دیالیز تشریح داده شده و در پایان ذوب مجدد و تهیه مس عاری از اکسیژن مورد بررسی قرار گرفته است.

در اینجا لازم است از همکار گرامی آقای دکتر حجازی به خاطر ویرایش و همچنین از مسئولین محترم شرکت ملی صنایع مس ایران بخاطر در اختیار قرار دادن تصاویری از قسمت های مختلف مجتمع مس سرچشمه و از کلیه کسانی که به نحوی در تهیه و تدوین این کتاب همکاری نموده اند تشکر و قدر دانی گردد.

دکتر حکمت رضوی زاده و دکتر رامزوقار

فصل اول

تاریخچه تهیه مس

یونانیهای قدیم مس را به نام کالکو Chalco و رومیها به اسم آیس Aes می شناختند از آنجائیکه در زمانهای قدیم قسمت عمده مس از جزیره قبرس Cypren استخراج و به روم فرستاده می شد. رومیها این عنصر را آیس سیپریم نام گذاری نمودند. از صفت Cyprium به مرور زمان اسم Cuprum بدون Aes بوجود آمد که در زبانهای مختلف اروپائی شکلهای متفاوتی را بخود گرفت. امروز در زبان انگلیسی به شکل Copper، در آلمانی Kupfer، در فرانسه Cuivre، در اسپانیا Cobre و سوئدی Kopper رایج گشته است. مس را میتوان اولین فلز مورد استفاده بشر دانست این فلز با داشتن سختی کافی دارای خاصیت انعطاف پذیری عالی نیز میباشد بطوریکه میتوان آنرا به اشکال گوناگونی تبدیل نمود. در طبیعت این فلز گاهی بصورت آزاد ولی اغلب به صورت کانی های مختلف یافت میشود. مس آزاد در نواحی آمریکای شمالی بطورمتناوب بدست آمده و توسط سرخ پوستها مورد استفاده قرار گرفته است. اکثر سنگهای معدن مس حاوی ناخالصی هائی از قبیل آرسنیک، قلع، روی، نیکل و آنتیموان هستند و بنابراین میتوان چنین استنباط نمود که در زمانهای قدیم مس با خواص متفاوت ناخواسته ای تولید شده و مدتها طول کشیده تا بشر به خواص عناصر مختلف و اثر آنها در مس پی برده است. از آثار بدست آمده چنین استنباط میگردد که بعضی از آلیاژهای مس در زمانهای قدیم تا حدی شناخته شده بوده است و چنین آلیاژهایی برای اولین بار بیشتر در سلاحهای رزمی به کار رفته اند که در آنها میتوان از آلیاژهای مس آرسنیک و مس - قلع نام برد که عناصر قلع و آرسنیک موجب سختی و استحکام آلیاژ می شوند.

مس و آلیاژهای آن در اکثر نقاط جهان بدست آمده ولی دقیقاً نمیتوان گفت که اولین استفاده کنندگان آن در کجا بوده‌اند. از آثار به دست آمده میتوان آسیای مرکزی، ترکستان را بعنوان مبداء پیدایش مس در جهان محسوب نمود این آثار اکثراً مربوط به ۷۰۰۰-۱۰۰۰ سال قبل از میلاد بوده و از نواحی زیر به دست آمده است.

۱- تل ابلیس (Tal - I-Iblis) در ایران استان کرمان.

۲- تپه سیالک (Tepe - sialk) در ایران بین کاشان و قم

۳- چاتال هویوک (Catal - Hu"yu"k) در ترکیه (آناتولی).

۴- تیمنا (Timna) در فلسطین.

۵- آنوو و اوگاریت (Anau, Ugarit) در سوریه.

۶- تپه گاورا (Tepe Gawra) در عراق.

تصور می‌رود که اولین کارخانه ذوب مس در حدود ۶۰۰۰ سال قبل از میلاد در تل ابلیس (اطراف کوههای کرمان) ساخته شده باشد و در سال ۱۹۳۲ برای اولین بار تپه مزبور توسط باستان شناس معروف انگلیسی سر اورل اشتین (sir Aurel stein) کشف گردیده که ادامه اکتشافات او به واسطه جنگ جهانی دوم متوقف شد و در سال ۱۹۶۴ مجدداً این تپه به وسیله کالدول (R. Cald Well) مورد تجسس قرار گرفت ولی متأسفانه قسمت عمده تپه به وسیله کشاورزان تخریب و تبدیل به مزارع شده بود.

در حدود ۳۰۰۰ سال قبل از میلاد مس از طریق آسیای مرکزی به اروپا و سایر کشورهای جهان راه یافت. در آمریکا و آمریکای جنوبی نیز معادن مس وجود داشته و از بعضی آنها نیز احتمالاً مس استخراج شده ولی استخراج واقعی و صنعتی آن در حدود سال‌های ۱۸۴۰ آغاز گردیده است معادن شیلی که جزو معادن معروف دنیا است از سالهای ۱۸۸۳ - ۱۸۵۰ مورد بهره برداری قرار گرفته و هنوز هم این ناحیه از بزرگترین معادن مس دنیا محسوب میشود. معادن کانادا نیز تقریباً از ۱۹۰۰ مورد بهره برداری قرار گرفته است. تکامل روش‌های تهیه مس را میتوان بطور خلاصه به ترتیب زیر تشریح نمود.

۱- احتمالاً مس در ابتدا از ذوب مس طبیعی که بصورت آزاد وجود داشت بدست آمده است و سپس احیاء سنگهای اکسیده به خصوص مالاکیت متداول شده است که این سنگها در گودالهایی که در دامنه تپه‌های مشرف به وزش باد احداث شده بود ریخته شده و عمل احیاء توسط چوبهای جنگلی انجام می‌گرفته است. بعدها از بوته‌های گل سیلیکاتی استفاده شده و سپس به تدریج وسائل ابتدائی دمش بکار گرفته شده است. در سالهای ۱۵۸۰ وسائل دمش

بهتری جانشین وسائل ابتدائی دم قرار گرفت. در جزیره قیبرس Cypern نیز در این سنوات کوره‌های ابتدائی احیاء جهت ذوب به کار برده شده بود و Plinius مسورخ یونانی از سنگهای سولفور به عنوان ماده اولیه تهیه مس یاد نموده است و در حدود ۱۶۰۰ — ۱۴۰۰ بعد از میلاد کوره‌های ذوب به تدریج به صنعت مس راه یافتند.

۲- در سال ۱۵۸۵ کوره قائم توسط Barthel-Kohler جهت ذوب مس ساخته شد و در سال ۱۸۶۶ Pilzz جهت خنک کردن جدارچین کوره‌هایی از آب استفاده نمود و تحت عنوان کوره‌های Pilzz معروف گردید.

تکامل در طراحی و روشهای جدید در این خصوص ادامه یافت و در سال ۱۸۹۰ کوره‌های قائم با سطح مقطع مستطیل شکل طراحی گردید. از طرفی در سال ۱۶۹۸ کوره شعله‌آئی توسط D.Wright طرح و ساخته شد که در ابتدا توسط سوخت ذغال سنگ کار می‌کرد و این کوره‌ها به مرور به تکامل بیشتری رسید به طوری که هنوز هم در صنعت از آنها استفاده میشود.

۳- اولین کوره تشویه مکانیکی در سال ۱۸۵۱ توسط پارکس Parkes طراحی گردید و سپس در سال ۱۸۷۵ کوره‌های تشویه بگونه‌ای توسط Smith و Brucken تکامل یافت که بتوان در آنها از واکنشهای گرم‌زای گوگرد تا حدی جهت گرم کردن کوره استفاده کرد. بر این مبنا نیز روی کار کوره‌های تبدیل‌کننده به تحقیق پرداخته شد و در سال ۱۸۷۵ توسط W.Keates کوره‌های تبدیل‌کننده ساخته شد و از سال ۱۸۸۰ توسط David و Manhes کوره‌های کنورتور به صنعت راه یافتند.

۴- تصفیه مس در ابتدا در گودالهایی توسط چوب انجام میشد و از سالهای ۱۷۰۰ در ناحیه Harz در آلمان غربی تصفیه مس در کوره‌های شعله‌ای آغاز شد و سپس برای بازیابی فلزات قیمتی از خواص تصفیه فلزات از روشی که توسط Scholuter پیشنهاد گردیده بود استفاده شد و این روش تا سالهای ۱۸۷۰ که متد الکترولیز به صنعت راه یافت ادامه داشت و از این به بعد تصفیه الکتریکی مس تحولی عظیم در صنعت مس بوجود آورد.

فصل دوم

خواص مس

۲-۱- خواص فیزیکی :

در جدول شماره ۱-۲ مهمترین خواص فیزیکی مس نشان داده شده است.

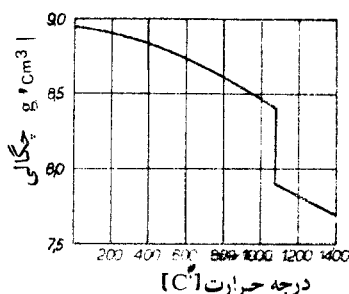
جدول ۱-۲ برخی از خواص فیزیکی مس

واحد	عدد	خواص
-	۶۳/۵۷	وزن اتمی
-	۲۹	عدد اتمی
A°	۱/۲۷۷	شعاع اتمی
g/cm ^۳	۸/۹۳	چگالی در ۲۰ [°C]
"	۸/۶۸	چگالی در ۶۰۰ [°C]
"	۸/۳۲	چگالی در ۱۰۸۳ [°C]
"	۷/۹۵	چگالی در ۱۱۰۰ [°C]
°C	۱۰۸۳	نقطه ذوب
°C	۲۵۸۰	نقطه جوش
J/g	۲۰۹	حرارت ذوب
J/g	۴۸۰۰	حرارت تبخیر
J/gk	۰/۳۸۴۵	گرمای ویژه در ۲۰ [°C]
J/gk	۰/۳۸۵۹	" " " " ۲۵ [°C]
J/gk	۰/۴۹۴۲	" " " " ۱۲۳۰ [°C]
cal/cm·s·°C	۰/۹۴	هدایت حرارتی
w/cmk	۳/۹۸	هدایت حرارتی در صفر درجه سانتیگراد
Sm/mm ^۲	۵۹/۵	هدایت الکتریکی در ۲۰ [°C]
μΩcm	۱/۶۸۱	مقاومت الکتریکی در ۲۰ [°C]
N/mm ^۲	۱۲۰۰۰۰	مدول الاستیسیته در ۲۰ [°C]
" "	۴۵۰۰۰	پیچش در ۲۰ [°C]
" "		حد گسیختگی در مقاومت
" "	۲۳۰	کششی در ۲۰ [°C]
" "	۴۵	سخنی برنیل در ۲۰ [°C]

این خواص نقش مهمی در کاربرد مس داشته و در زیر مورد بحث و بررسی قرار میگیرند.

وزن مخصوص :

وزن مخصوص مس بسیار خالص در ۲۰ درجه سانتیگراد 8.93 gr/cm^3 است که با ازدیاد درجه حرارت کاهش یافته و به خصوص در نقطه ذوب کاهش وزن مخصوص محسوس ، به طور جهشی میباشد و پس از ذوب نیز با بالا رفتن درجه حرارت از مقدار آن کاسته میشود. (شکل ۱-۲)



شکل ۱-۲- تغییرات چگالی در درجه حرارت‌های مختلف

هدایت الکتریکی :

هدایت الکتریکی مس بسیار خالص $5.89 \times 10^{-8} \text{ m}\Omega^{-1}\text{mm}^{-2}$ است ولی وجود اندک ناخالصی باعث کاهش هدایت الکتریکی خواهد شد. از طرف کمیسیون بین المللی الکتریسته در سال ۱۹۱۳ میزان هدایت الکتریکی مس خالص صنعتی با چگالی $8.9/8.9 \text{ gr/cm}^3$ در ۲۰ درجه سانتیگراد برابر با $5.8 \times 10^{-8} \text{ m}\Omega^{-1}\text{mm}^{-2}$ تعریف شده است که برابر با $100\% \text{ IACS}$ است.

IACS = International Annealed Copper Standard

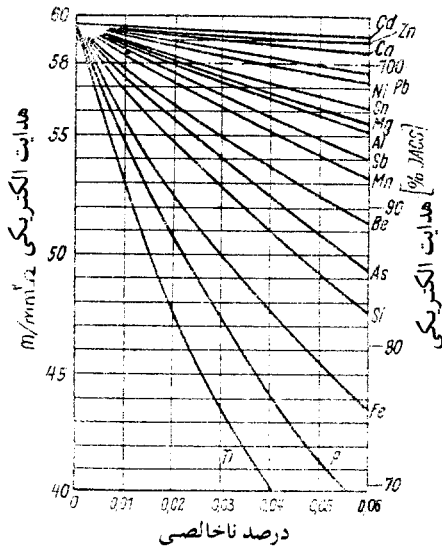
بطور خلاصه رابطه مزبور به قرار زیر است :

$$S = \frac{1}{\rho} = \frac{1}{5.8 \times 10^{-8} \text{ m}\Omega^{-1}\text{mm}^{-2}} \text{ و } S = 1.724 \times 10^7 \Omega\text{mm}^2\text{m}^{-1} \text{ و } 100\% \text{ IACS} \Delta$$

همانطوریکه قبلاً اشاره شد، اندکی ناخالصی باعث کاهش میزان هدایت الکتریکی مس میگردد که این کاهش به نوع ناخالصی بستگی دارد و شکل ۲-۲ اثر ناخالصی های مختلف را بر هدایت الکتریکی مس نشان میدهد.

تاثیر ناخالصی ها در کاهش هدایت الکتریکی مس ، به اثر آنها روی باند هدایت ، نوع حلالیت جانشینی یا بین نشینی آنها و همچنین به شکل و ساختار فازهای رسوبی آنها بستگی

دارد. کاهش هدایت الکتریکی در مورد محلول‌ها بیشتر از فازهای رسوبی بوده و به همین دلیل حضور مقدار کمی اکسیژن و تشکیل اکسید عناصر ناخالص به افزایش هدایت الکتریکی مس ناخالص منجر می‌شود.

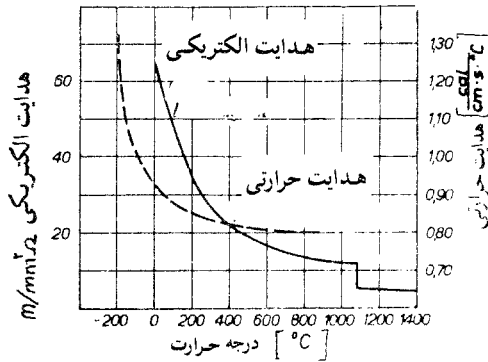


شکل ۲-۲- اثر ناخالصی‌ها روی هدایت الکتریکی مس

تنشهای الاستیکی معمولاً بی‌تاثیر ولی تنشهای پلاستیکی معمولاً کاهش حدود ۳٪ هدایت الکتریکی را همراه دارد.

اثر درجه حرارت بر هدایت الکتریکی و حرارتی :

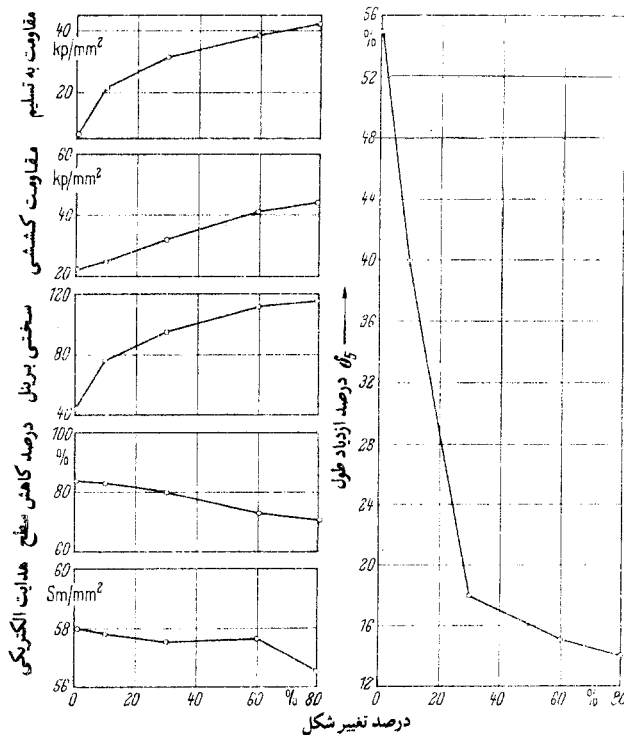
هدایت الکتریکی مس به درجه حرارت بستگی دارد. با کاهش درجه حرارت مقدار هدایت الکتریکی افزایش یافته و عملاً در درجات بسیار پایین و حدود صفر مطلق مقاومت الکتریکی مس نیز صفر می‌باشد. در ۲۳۰ درجه و ۶۵۰ درجه سانتیگراد مقدار هدایت الکتریکی مس به ترتیب حدود نصف و یک چهارم هدایت الکتریکی در ۲۰ درجه سانتیگراد است. درجه حرارت تأثیر مشابهی بر هدایت حرارتی نیز دارد و با افزایش درجه حرارت مقدار هدایت حرارتی نیز کم می‌شود. شکل ۲-۳ اثر درجه حرارت بر هدایت الکتریکی و حرارتی مس نشان می‌دهد.



شکل ۲-۳ اثر درجه حرارت بر هدایت الکتریکی و حرارتی مس

۲-۲- خواص مکانیکی :

به طور کلی مس فلزی است نرم و چکش خوار و عملیات مکانیکی باعث تغییرات در خواص آن میشود. شکل ۲-۴ خواص مکانیکی و الکتریکی مس اکسیژن زدائی شده توسط

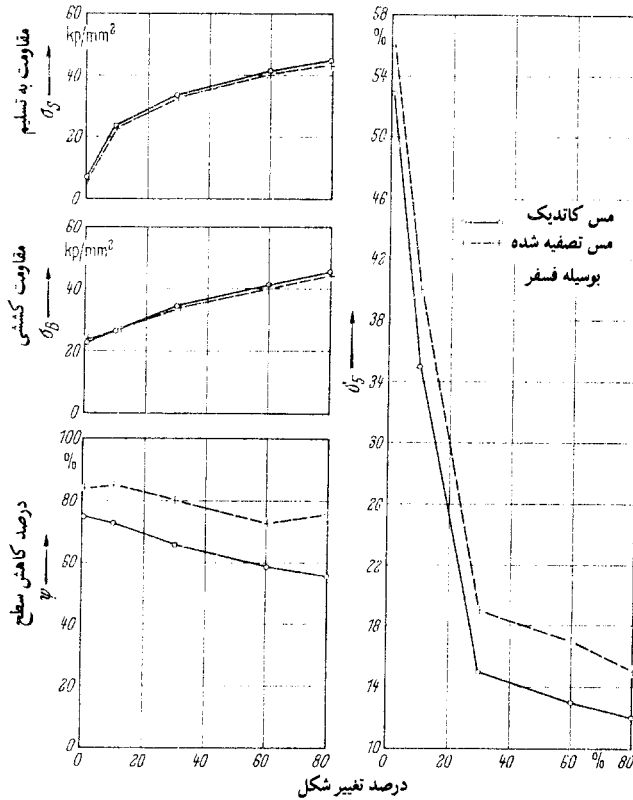


شکل ۲-۴ تغییرات خواص مکانیکی و الکتریکی مس اکسیژن زدائی شده توسط لیتیوم در حالت ریختگی و کار شده با درصد های مختلف تغییر شکل نسبی

لیتیوم (Li) را در حالت ریختگی و کار شده با درصدهای مختلف تغییر شکل نشان میدهد. بطوریکه از منحنی‌ها استنباط میشود در اثر کار حد گسیختگی در مقاومت کششی $[\delta_B]$ حد الاستیک (δ_s) و سختی برینل (HB) افزایش و درصد ازدیاد طول نسبی δ_5 ، درصد کاهش سطح ψ و هدایت الکتریکی کاهش یافته است.

مس خالص صنعتی که در صنایع الکتریکی مورد استفاده قرار میگیرد اغلب مس کاتدیک و یا از مس عاری از اکسیژن تشکیل شده است.

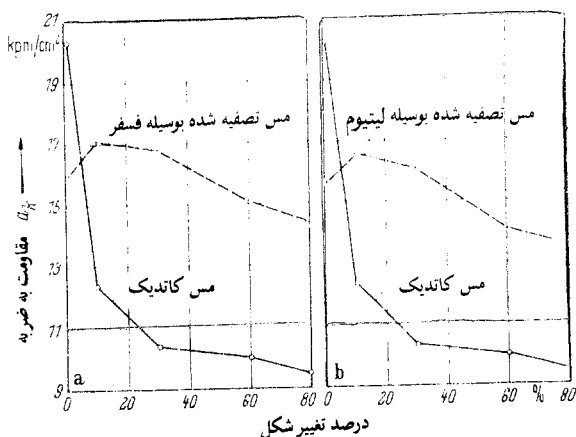
از آنجائیکه در صنعت الکتریکی نیز خواص مکانیکی مس کاتدیک از اهمیت فوق العاده‌ای برخوردار است در شکل ۲-۵ تغییرات خواص مکانیکی مس کاتدیک و مس اکسیژن زدائی شده توسط فسفر در اثر کار سختی نشان داده شده است از دیاگرام مزبور نتیجه



شکل ۲-۵- تغییرات خواص مکانیکی مس اکسیژن زدائی شده توسط فسفر و مس کاتدیک در حالت ریختگی و کار شده با درصدهای مختلف تغییر شکل نسبی

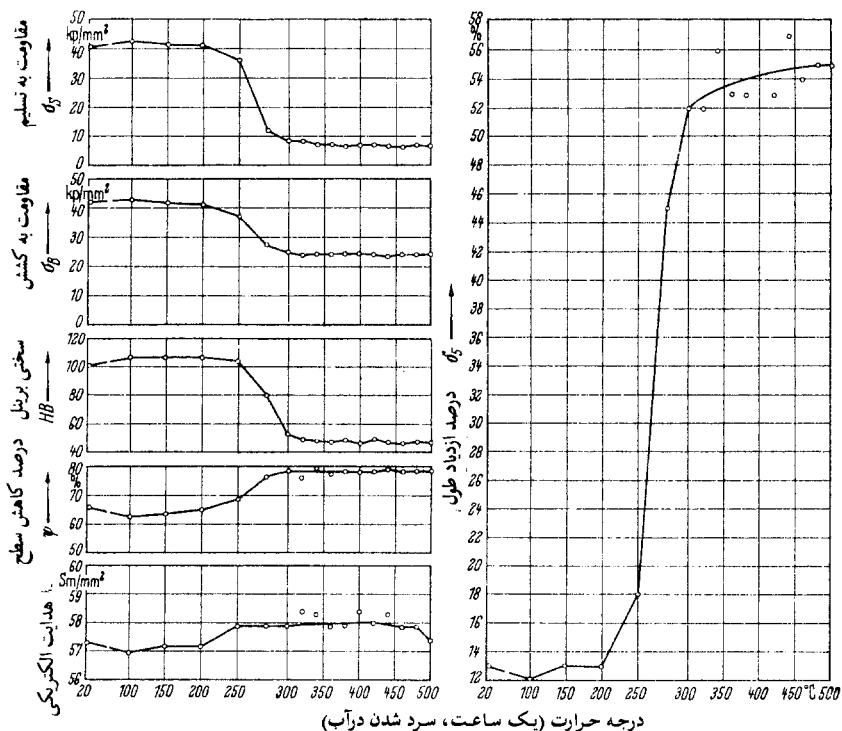
میشود که تغییرات حد گسیختگی در مقاومت کششی و حد الاستیک این دو نوع مس تفاوت چندانی با یکدیگر نداشته ولی برعکس با توجه به اینکه مقدار δ_5 و ψ مس اکسیژن زدائی شده توسط فسفر به علت حذف ذرات اوکتیک Cu_2O بیشتر از مس کاتدیک است بنابراین قابلیت انعطاف پذیری مس اکسیژن زدائی شده نیز بیشتر از مس کاتدیک میباشد. برای بررسی این خاصیت مقاومت به ضربه این دو نوع مس در شکل ۶-۲ با یکدیگر مقایسه شده است.

با توجه به اینکه مقدار (α_k) مس اکسیژن زدائی شده به مراتب بیشتر از مقاومت به ضربه مس کاتدیک است بنابراین خاصیت چکش خواری آن نیز بیشتر خواهد بود که بدین ترتیب نتایج قبلی مورد تأیید قرار میگیرد.



شکل ۶-۲- تغییرات مقاومت به ضربه مس اکسیژن زدائی شده توسط فسفر (a) توسط لیتیم (b) و مس کاتدیک در حالت ریختگی و کار شده با درصد‌های مختلف تغییر شکل نسبی

درجه حرارت تبلور مجدد مس به درصد ناخالصی‌های موجود در آن بستگی دارد هم چنین کار انجام شده نیز روی این درجه اثر گذاشته و آنرا تغییر میدهد. از آنجائیکه مس کاتدیک در صنعت، موارد استعمال زیادی را داراست لذا در شکل ۷-۲ درجه حرارت بازیابی و تبلور مجدد چنین مسی که ۷۰ درصد کارسختی یافته در درجه حرارت‌های مختلف نشان داده شده است. با توجه به این منحنی میتوان استدلال نمود که پس از ۳۵۰-۳۰۰ درجه سانتیگراد عمل باز پخت صورت گرفته و خواص مکانیکی به حالت اول برگشت داده شده است. حال از آنجائیکه مس کاتدیک خود نیز حاوی ناخالصی‌هایی میباشد در صورتیکه این ناخالصی‌ها حذف شوند درجه حرارت تبلور مجدد بیشتر کاهش خواهد یافت. از طرف دیگر، نیز بعضی از عناصر نظیر نقره و آرسنیک باعث افزایش شدید تر درجه حرارت تبلور مجدد میشوند.



شکل ۷-۲- تغییرات خواص مکانیکی و هدایت الکتریکی مس کاتدیک با ۷۰-۸ درصد تغییر شکل در درجه حرارت‌های مختلف (مدت حرارت یک ساعت)

۲-۳- خواص شیمیائی :

مس از فلزات نجیب به شماره آمده و در جدول تانسین پس از نقره قرار دارد. اثر عوامل مختلف روی آنرا میتوان به ترتیب زیر تشریح کرد.

۱- ۲-۳- هوا :

مس در مجاورت هوا و رطوبت از یک قشر نازک اکسید مس که مخلوطی از CuO و Cu_2O میباشد پوشیده میشود. این قشر نازک بقیه فلز را از اکسیده شدن حفظ می نماید. اگر مدت زیادی این اکسیدها در مجاورت هوا قرار گیرند و یا سطح مس بشدت اکسیده شود، رنگ مایل به سیاه آن بتدریج به رنگ سبز که مخلوطی از سولفات و یا کلورهای بازی است تبدیل میگردد که در آثار قدیمی مس مشاهده می شود و تحت نام (زنگار) Patina معروف است. هوای محیط در تشکیل این فازها بسیار موثر می باشد به طوری که اکثراً در نواحی صنعتی

ترکیبات سولفاتی بفرمول $3\text{Cu}(\text{OH})_2$ و CuSO_4 و در مجاورت دریاها ترکیبات کلروری بفرمول $3\text{Cu}(\text{OH})_2 \cdot \text{CuCl}_2$ به وجود می‌آیند.

۲-۳-۲- آب :

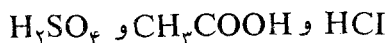
تأثیر آب بر روی مس بستگی به ترکیبات موجود در آن دارد که مهمترین آن وجود مقدار زیاد اکسیژن و CO_2 حل شده و میزان کم CaO در آن است آب سبک با حدوداً ۸-۴ میلی گرم CaO در هر لیتر معمولاً تأثیر بیشتری بر مس خواهد داشت.

۳-۳-۲- نمکها و آب دریا :

کلرورهای قلیائی و قلیائی خاکی نسبت به مس واکنش داشته و تأثیر آنها بر محصولات مسی بستگی به غلظت نمک و میزان اکسیژن حل شده در آنها دارد. مس معمولاً در مقابل بخار آب و آبهای شور مانند آب دریا مقاوم بوده ولی وجود اکسیژن در نمکها و غلظت آنها می‌تواند روی شدت خوردگی اثر گذاشته و آنرا فرسوده سازد. این پدیده معمولاً در صورتیکه با فرسایش Erosion همراه باشد شدیدتر است.

۴-۳-۲- اسیدها :

خوردگی مس در اثر اسیدها معمولاً از دو جنبه مختلف مورد بررسی قرار می‌گیرد.
الف - اسیدهای غیر اکسید کننده. این اسیدها روی مس معمولاً اثر چندانی نداشته و حل شدن مس در آنها به مقدار هوا و اکسیژن موجود در محیط بستگی خواهد داشت این قبیل اسیدها عبارتند از



ب - اسیدهای اکسید کننده مثل HClO_4 و HNO_3 حلال بسیار خوبی برای مس بوده و مس را در خود حل می‌نماید.

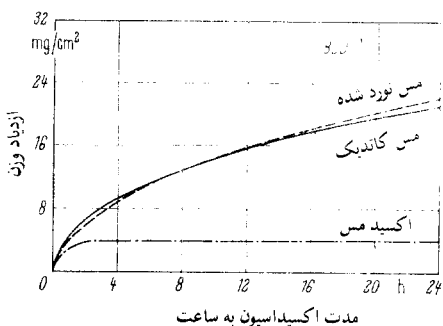
۵-۳-۲- بازها :

تأثیر بازهائی مانند یدراکسید سدیم و یدراکسید پتاسیم بر مس مورد توجه بوده و تقریباً اثرات مشابهی دارند. از طرفی در مورد اثر بازها روی مس می‌توان چنین استنباط نمود که معمولاً بازهای قلیی به علت امکان حلالیت بیشتر اکسیژن در آنها اثر شدیدتری نسبت به

بازهای غلیظ روی مس خواهند داشت در محلولهای بازی امکان تولید $\text{Cu}(\text{OH})_2$ نیز وجود دارد.

۶-۳-۲- اکسیداسیون خشک :

در مس معمولاً بوسیله هوا، اکسیژن، گوگرد و ترکیبات گوگرددار در درجه حرارت‌های بالا خوردگی خشک رخ میدهد. عمل اکسیداسیون بوسیله اکسیژن از قانون سهمی طبق شکل ۸-۲ پیروی مینماید.



شکل ۸-۲- میزان جذب اکسیژن در مس و اکسید مس بر حسب زمان (ساعت) در ۸۰۰ درجه سانتیگراد

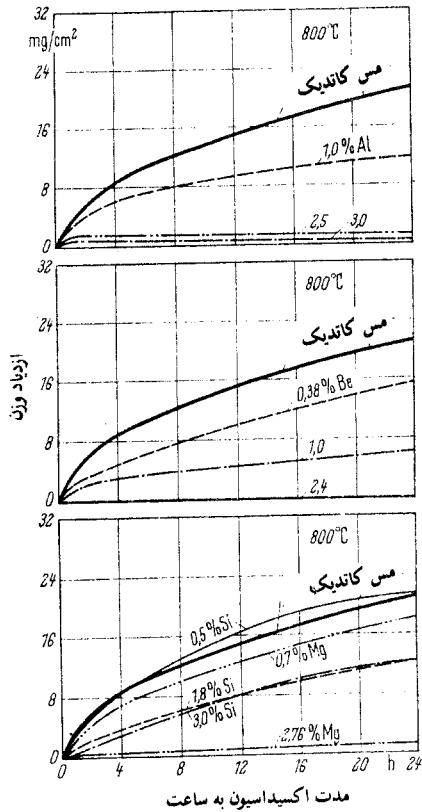
بوسیله اضافه نمودن بعضی عناصر نظیر Al و Be و Mg مس در مقابل اکسیداسیون خشک مقاوم میگردد. شکل ۹-۲ اثر عناصر فوق و میزان آنها را روی میزان جذب اکسیژن در مس بر حسب زمان (ساعت) در ۸۰۰ درجه سانتیگراد نشان میدهد.

۴-۲- خواص شیمی - فیزیکی :

۱-۴-۲- حلالیت گازها :

مس مذاب قابلیت انحلال شدیدی برای گازهای مختلف دارد. این پدیده هنگام انجاماد به سرعت کاهش مییابد. مقدار حل شدن گازها در مس بستگی به درجه حرارت و فشار جزئی گازها در محیط خارج دارد.

گازها اکثراً در مس به صورت اتمی حل میشوند. مقدار حلالیت گازها را میتوان به صورت رابطه $C = K\sqrt{p}$ نمایش داد که C مقدار گاز حل شده بر حسب سانتیمتر مکعب در هر ۱۰۰ گرم فلز مس بوده و P فشار جزئی گاز در محیط خارج و K ضریب ثابتی است که

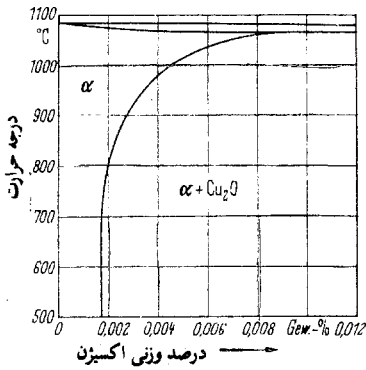


شکل ۹-۲. اثر عناصر Al و Be و Mg روی میزان جذب اکسیژن در مس بر حسب زمان (ساعت) در ۸۰۰ درجه سانتیگراد

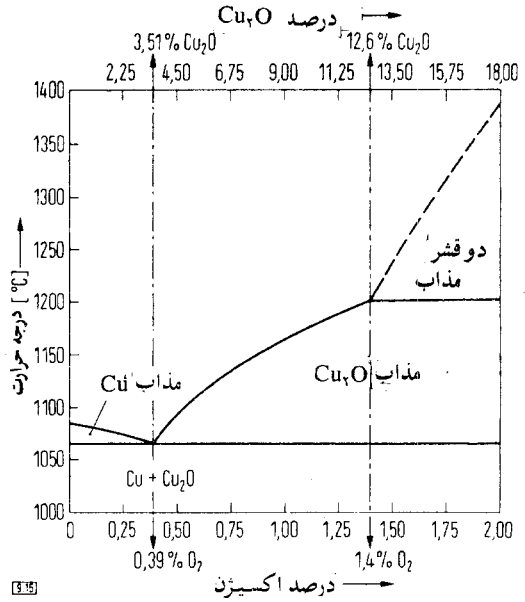
بستگی به درجه حرارت دارد. حلالیت بعضی از گازهای مهم در زیر مورد بررسی قرار گرفته است.

حلالیت اکسیژن:

اکسیژن به صورت اتمی در درجه حرارت اوتکتیک ۱۰۶۵ درجه سانتیگراد ۰/۰۰۹ در صد و در درجه حرارت محیط (۲۰ درجه سانتیگراد) حدود ۰/۰۰۲ در صد در مس قابل حل است در صورتیکه میزان اکسیژن بیشتر از حدود فوق در مس باشد اکسیژن با مس وارد ترکیب شده سپس اتکتیکی بصورت $Cu-Cu_2O$ با ۰/۳۹ در صد اکسیژن تشکیل میدهد شکل (۱۰-۲ و ۱۱-۲ و ۱۲-۲).



شکل ۱۰-۲ حلالیت اکسیژن و مس



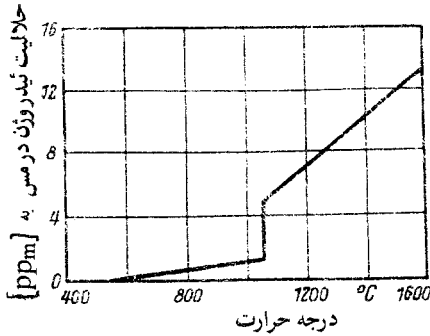
شکل ۱۱-۲ دیاگرام تعادل Cu-Cu₂O

حلالیت تیدروژن :

تیدروژن در مس مذاب در ۱۰۸۳ درجه سانتیگراد به میزان حدوداً ۶ سانتیمتر مکعب در هر ۱۰۰ گرم از فلز حل میشود ولی با انجماد فلز مقدار حلالیت تا حدود یک سوم کاهش یافته ولی با ازدیاد درجه حرارت برعکس حلالیت تیدروژن در مس (طبق شکل ۱۳-۲) افزایش می یابد .



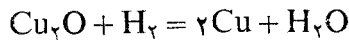
شکل ۱۲-۲- مقطع میکروسکوپی مس با ۰/۹٪ اکسیژن بزرگنمایی ۱۰۰



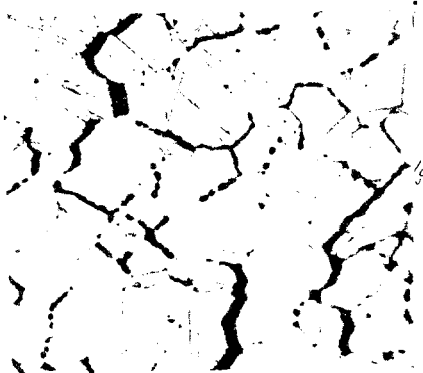
شکل ۱۳-۲- حلالیت نیدروژن در درجه حرارت‌های مختلف

۳- نیدروژن تردی:

در صنعت مس تاثیر نیدروژن چه در حالت مذاب و چه در حالت جامد یکی از فاکتورهای مهم محسوب میشود. در حالت جامد چنانچه مس در درجه حرارت‌های بالا با نیدروژن در تماس قرار گیرد نیدروژن بعلت داشتن شعاع اتمی کم میتواند در مس بصورت اتم نفوذ نموده و سپس تشکیل ملکول H_2 نماید. حال چنانچه در مس اکسیژن وجود داشته باشد واکنش زیر حاصل خواهد شد.



بخار آب تولید شده برعکس نیدروژن در مس نا محلول است و بنابراین در اطراف مرز دانه‌ها جمع و بعلت فشار زیاد مرز دانه‌ها را سست و ضعیف و شکننده مینماید. (شکل ۱۴-۲). این خاصیت مضر به نیدروژن تردی یا بیماری نیدروژن معروف است. برای جلوگیری از این عیب در مصارف صنعتی و به ویژه در موارد تماس با نیدروژن نظیر جوشکاری و لحیم کاری مخازن باید از مس اکسیژن زدائی شده استفاده نمود.



شکل ۱۴-۲- نیدروژن تردی در مس

۲-۴-۲- ناخالصیهای مهم:

ناخالصیها بر حسب نوع آنها در خواص فیزیکی و مکانیکی و به خصوص هدایت الکتریکی کاملاً موثر هستند که در زیر تعدادی از این ناخالصیها بررسی میشوند.

الف - اکسیژن:

اکسیژن با مس ترکیبی به فرمول Cu_2O تولید میکند که در هنگام جامد شدن مس در مرزخانه ها قرار میگیرد و بعثت شکنندگی زیادی که دارد، خواص چکش خواری مس را از بین میبرد بطوریکه اگر مقدار اکسیژن در مس به حدود $0/5\%$ برسد عملاً مس فاقد خاصیت چکش خواری خواهد بود. تجربه نشان میدهد که اگر مقدار اکسیژن از $0/03\%$ کمتر باشد تاثیری بر چکش خواری نداشته و برعکس چون سایر ناخالصیهای مضر از قبیل آرسنیک، بیسموت و غیره را اکسیده می کنند و از طرف دیگر اکسید این ناخالصیها از حالت خالص و فلزی آنها کمتر مضر است لذا وجود این مقدار کم اکسیژن در مس برای خواص الکتریکی مفید هم خواهد بود.

ب - بیسموت:

این فلز مقاومت الکتریکی مس را بالا برده و در ضمن باعث شکنندگی آن نیز میگردد مقدار حلالیت بیسموت در مس بسیار کم است ولی همان مقادیر کم نیز بر خواص مکانیکی و هدایت الکتریکی اثر مهم باقی میگذارد. اگر بیسموت بصورت اکسید باشد اثر مضر آن کمتر خواهد بود. عناصری مانند آهن و نیکل با بیسموت ترکیبات بین فلزی ایجاد میکنند که باز هم اثر مضر بیسموت فلزی را کاهش میدهد. در هر حال مقدار مجاز این فلز در مس خالص حدود $0/07\%$ است.

ج - آرسنیک:

آرسنیک خالص خاصیت چکش خواری مس در سرما را زیاد میکند. هم چنین خواص مکانیکی و سختی فلز را افزایش میدهد ولی اثر آن روی مقاومت الکتریکی آن بسیار شدید بوده و به سرعت مقاومت الکتریکی را بالا می برد. اگر آرسنیک و بیسموت توأم در مس وجود داشته باشد چون با یکدیگر وارد ترکیب میشوند اثر مضر کمتری بر

خواص الکتریکی مس خواهند داشت. در هر حال حد مجاز این عنصر در مس کمتر از ۰/۰۰۱٪ است.

د- کادمیم:

کادمیم تاثیر چندانی بر هدایت الکتریکی مس ندارد ولی خواص مکانیکی مس را افزایش میدهد. آلیاژ مس با حدود ۱-۰/۸٪ کادمیم در حالت باز پخت شده دارای هدایت الکتریکی معادل ۹۵٪ هدایت الکتریکی مس خالص بوده ولی حد گسیختگی آن حدود 44 kg/mm^2 خواهد بود. اگر این آلیاژ به صورت سیم در آورده و روی آن کار انجام شود حد گسیختگی تا 70 kg/mm^2 افزایش می یابد ولی هدایت الکتریکی تنزل میکنند. افزودن کمی قلع به آلیاژ حد گسیختگی را باز هم بالاتر میبرد ولی اثر معکوس روی هدایت الکتریکی دارد. در هر حال اکثر آلیاژهای مس که تحت نیروی کشش به کار می روند حاوی حدود ۱٪ کادمیم هستند.

ه- فسفر:

این عنصر خواص مکانیکی مس را تقویت نموده ولی از مقدار هدایت الکتریکی کم میکند معهذا در سیمهای تلگراف و تلفن که مقدار جریان در آنها بسیار کم می باشد از آلیاژهای مس که حاوی کمی فسفر هستند استفاده میشود.

و- گوگرد، تلوریم، سلنیم و تیتانیم:

این عناصر بشدت مقاومت الکتریکی را بالا می برند. تلوریم و گوگرد باعث شکنندگی فلز در گرما نیز میشوند و بایستی تا حد امکان حذف گردند.

ز- نقره، کرم، زیرکونیم و بور:

این فلزات عملا در مقاومت الکتریکی اثر چندانی نداشته ولی خواص مکانیکی مس را افزایش می دهند لذا وجود آنها در آلیاژهای مس مفید می باشد. به طور کلی خاصیت هدایت الکتریکی و خواص مکانیکی دو عامل متضاد بوده و عناصر اضافه شده به مس باعث تقویت یکی و کاهش دیگری میگردند. باید در نظر داشت که هدایت الکتریکی مس ماکزیمم بوده و اضافه نمودن هیچ عنصر باعث بالا

رفتن مقدار هدایت الکتریکی نمی گردد. بلکه این عناصر اکثراً مقاومت مکانیکی را افزایش داده ولی هدایت را کم میکنند و تنها این دسته از فلزات هستند که اضافه نمودن آنها به مس در هدایت الکتریکی اثر چندانی نداشته و از مقدار آن زیاد نمی کاهد.

ح – طلا و پلاتین :

این عناصر روی مقاومت الکتریکی و هم چنین خواص مکانیکی اثر چندانی ندارند ولی چون دارای ارزش بیشتری هستند لذا باید آنها را از مس جدا نمود.

فصل سوم

انواع مس و آلیاژهای آن

۱-۳- انواع مس موجود در صنعت:

مس در صنعت مصارف گوناگونی دارد. محصولات مسی به صورتهای شمش، میل گرد، سیم، لوله و غیره به عنوان ماده اولیه در سایر صنایع مورد استفاده واقع میشوند. تولیدات مسی اغلب طبق استانداردهای کشورهای تولید کننده ساخته و به بازار ارائه میشوند. اخیراً کشورهای اروپائی سعی نموده اند که تولیدات خود را براساس استاندارد مشترکی تحت عنوان ISO هماهنگ نمایند. جدول ۱-۳ انواع کالاهای مسی را نشان میدهد که طبق استاندارد آلمان DIN به شماره ۱۷۰۸ تنظیم و معادل این کالا طبق استاندارد بین المللی ISO در جدول مذکور درج گردیده است.

برای درک بهتر انواع مس موجود در صنعت جدول ۱-۳ در زیر مورد بررسی قرار میگیرد.

۱-۱-۳- مس کاتدیک (KE-Cu):

مسی است که بعد از تصفیه الکتریکی تولید شده و دارای هدایت الکتریکی مناسب میباشد این نوع کالا فقط بصورت ورقهای کاتدی بفروش میرسد.

۲-۱-۳- مس حاوی اکسیژن:

کالاهای مس حاوی اکسیژن به انواع مختلف بشرح زیر تقسیم میشود.

جدول ۳-۱ انواع کالاهای مسی طبق استاندارد آلمان ۱۷۰۸-DTN و متادل آن در ISO استاندارد بین‌المللی

نوع تولید و تصفیه	کاربرد در صنعت	شماره و اسم اختصار در استاندارد	درجه خلوص به درصد	اسم اختصار
مس کاتدیک				
مس کاتدیک تصفیه الکتریکی	مصارف الکتریکی با هدایت الکتریکی عالی	Cu - CATH ISO/DR۲۳۱۱	Cu ≥ ۹۹/۹	KE = Cu
مس حاوی اکسیژن				
مس کاتدیک تصفیه الکتریکی	مصارف الکتریکی بدون خواص مناسب جوشکاری و لحیم کاری	Cu - ETp ISO/R۴۳۱	Cu ≥ ۹۹/۹ اکسیژن ۰/۰۴ تا ۰/۰۵	E _۱ - Cu _{۵۸}
مس تصفیه شده حرارتی	مصارف الکتریکی بدون خواص مناسب جوشکاری و لحیم کاری	Cu - FRHC ISO/R۱۴۲۸	Cu ≥ ۹۹/۹ اکسیژن ۰/۰۴ تا ۰/۰۵	E _۲ - Cu _{۵۸}
مس تصفیه شده حرارتی	مصارف الکتریکی محدود بدون خواص مناسب جوشکاری و لحیم کار	-	Cu ≥ ۹۹/۹ اکسیژن ۰/۰۴ تا ۰/۰۵	E - Cu _{۵۷}
مس تصفیه شده حرارتی	مصارف صنعتی بدون خواص چندان مناسب الکتریکی	CuFRTP ISO/R۱۴۲۹	Cu ≥ ۹۹/۹ اکسیژن ۰/۰۴ تا ۰/۰۵	F - Cu
مس عاری از اکسیژن				
اکسیژن زدائی در خلاء	مصارف الکتریکی با خواص مناسب جوش و لحیم کاری	-	Cu ≥ ۹۹/۹۵	OF - Cu
اکسیژن زدائی توسط فسفر	مصارف الکتریکی با خواص مناسب جوش و لحیم کاری	-	Cu ≥ ۹۹/۹۰ P = ۰/۰۰۳	SE - Cu
اکسیژن زدائی توسط فسفر	مصارف الکتریکی محدود با خواص مناسب جوش و لحیم کاری	Cu - DLp ISO/R۱۴۳۰	فسفر باقیمانده ۰/۰۱۴ تا ۰/۰۱۵ Cu ≥ ۹۹/۹	SW - Cu
اکسیژن زدائی توسط فسفر	مصارف الکتریکی محدود با خواص مناسب جوش و لحیم کاری	Cu - DHP ISO/R۱۴۳۰	فسفر باقیمانده ۰/۰۱۴ تا ۰/۰۱۵ Cu ≥ ۹۹/۹	SF - Cu

۱-۲-۱-۳ مس تصفیه شده الکتریکی (E_v-Cu₅₈):

این نوع مس ابتدا تحت عملیات تصفیه حرارتی و سپس تصفیه الکتریکی قرار گرفته و در حالت باز پخت شده دارای هدایت الکتریکی حداقل $58 \text{ m}\Omega^{-1} \text{ mm}^{-2}$ است. درجه خلوص چنین مسی حداقل ۹۹/۹ درصد بوده و حاوی ۴۰۰-۵۰ PPM اکسیژن است و مسلماً چنین مسی به علت داشتن اکسیژن جهت جوشکاری و لحیم کاری سخت (درجه حرارت بیشتر از ۴۵۰ درجه سانتیگراد) مناسب نمی باشد چون خطر ئیدروژن تردی وجود دارد.

۱-۲-۲-۳ مس تصفیه شده حرارتی (E_v-Cu₅₈):

مس است که بعد از تصفیه حرارتی (احیای انعطافی) تولید شده و دارای درجه خلوص حداقل ۹۹/۹ درصد مس است و در حالت باز پخت شده دارای هدایت الکتریکی حداقل $58 \text{ m}\Omega^{-1} \text{ mm}^{-2}$ است. چنین مسی نیز به علت داشتن اکسیژن جهت جوشکاری و لحیم کاری مناسب نمی باشد.

۱-۲-۳-۳ مس تصفیه شده حرارتی (E-Cu₅₇):

این نوع مس بعد از تصفیه حرارتی (پرشارژ ثانویه) بدست آمده و دارای درجه خلوص حداقل ۹۹/۹ درصد مس و ۴۰۰-۱۵۰ PPM اکسیژن است و در حالت باز پخت شده دارای هدایت الکتریکی حداقل $57 \text{ m}\Omega^{-1} \text{ mm}^{-2}$ است. این نوع مس نیز به علت داشتن اکسیژن جهت جوشکاری و لحیم کاری مناسب نمی باشد.

۱-۲-۴-۳ مس تصفیه شده حرارتی (F-Cu):

مس است که بعد از تصفیه حرارتی (پرشارژ اولیه) بدست آمده و دارای درجه خلوص حدوداً ۹۹/۹ درصد مس و ۴۰۰-۱۵۰ PPM اکسیژن است ولی به علت وجود ناخالصی در آن دارای مقاومت الکتریکی بالا بوده و معمولاً خواص مکانیکی جالبی نیز ندارد. لذا در صنایع الکتریکی مصرف چندانی ندارد.

۱-۳-۳ مس عاری از اکسیژن:

کالاهای مسی عاری از اکسیژن به انواع مختلف به شرح زیر تقسیم میشوند:

۳-۱-۳-۱: مس عاری از اکسیژن (OF - Cu):

مسی است که در حلاء اکسیژن زدائی شده و دارای درجه خلوص بیشتر از ۹۹/۹۵ درصد مس است، هدایت الکتریکی این نوع مس حداقل $58 \text{ m}\Omega^{-1} \text{ mm}^{-2}$ است. مزایای چنین مسی دارا بودن خاصیت بسیار مناسب جوش و لحیم کاری بدون خطر تیدروژن تردی است.

۳-۱-۳-۲: مس اکسیژن زدائی شده توسط فسفر (SE - Cu):

این نوع مس توسط فسفر اکسیژن زدائی شده و بعد از این عمل دارای درجه خلوص بیشتر از ۹۹/۹ درصد مس و ۰/۰۰۳ درصد فسفر باقی مانده می باشد که هدایت الکتریکی چنین مسی بیشتر از $57 \text{ m}\Omega^{-1} \text{ mm}^{-2}$ است چنین مسی علاوه برداشتن هدایت الکتریکی مناسب دارای خاصیت بسیار عالی جوش و لحیم کاری است.

۳-۱-۳-۳: مس اکسیژن زدائی شده توسط فسفر (SW - Cu):

مسی است که توسط فسفر اکسیژن زدائی شده و بعد از این عمل درجه خلوص مس بیشتر از ۹۹/۹ درصد مس و حاوی ۱۴۰-۵۰ PPM فسفر است که این فسفر باعث کاهش هدایت الکتریکی تا حدود $52 \text{ m}\Omega^{-1} \text{ mm}^{-2}$ میشود و بنابراین در صنایع الکتریکی بطور محدود استفاده میگردد ولی به واسطه نداشتن اکسیژن بالا دارای خاصیت مناسب جوش و لحیم کاری است.

۳-۱-۳-۴: مس اکسیژن زدائی شده توسط فسفر (SF - Cu):

مسی است که توسط فسفر اکسیژن زدائی شده و بعد از این عمل دارای درجه خلوص بیشتر از ۹۹/۹ درصد مس و ۴۰۰-۱۵۰ PPM فسفر است و به علت وجود زیاد فسفر باقی مانده دارای مقاومت الکتریکی بالا بوده و برای مصارف الکتریکی چندان مناسب نمی باشد. بر عکس بعلت نداشتن اکسیژن بالا دارای خاصیت مناسب جوش و لحیم کاری است.

۲-۳ آمار تولید و مصرف و تغییرات قیمت مس در جهان

آمار تولید مس تصفیه نشده و شده و میزان مصرف مس در کشورهای مهم جهان با در نظر گرفتن مجموع تولیدات و مصارف آن در سطح جهان از سال ۱۹۸۱ تا نیمه اول ۱۹۸۸ در جداؤل ۲-۳، ۳-۳، ۴-۳ خلاصه شده و در این جداؤل سعی شده که حتی المقدور تولیدات و مصارف بلوک شرق نیز در نظر گرفته شود. جهت آشنائی با تغییرات قیمت مس در سطح جهانی در شکل ۳ تغییرات قیمت مس از سال ۱۹۶۰ تا ۱۹۸۷ بطور حقیقی و صوری نشان داده شده است.

جدول شماره ۲-۳ آمار تولید مس تصفیه نشده (ارقام به هزار تن):

مس تصفیه نشده	۱۹۸۴	۱۹۸۵	۱۹۸۶	۱۹۸۷	۱۹۸۸ نیمه اول
استرالیا	۱۸۸	۱۷۵	۱۷۹	۱۸۷	—
شیلی	۱۰۹۸	۱۰۸۹	۱۱۲۴	۱۱۰۰	۵۴۶
پرو	۳۳۱	۲۵۴	۲۳۵	۳۱۱	۱۸۳
یوگوسلاوی	۱۲۶	۱۷۱	۱۶۰	۱۴۴	۶۹
زئیر	۴۶۶	۴۷۰	۴۷۶	۴۷۲	۱۷۹
زامبیا	۵۳۲	۵۴۴	۵۱۴	۵۲۳	۲۳۰
کشورهای عضو CIPEC	۲۷۴۱	۲۸۰۳	۲۷۸۸	۲۷۳۷	۱۲۰۶
جمع تولید جهانی بلوک غرب	۶۸۰۹	۶۹۹۹	۷۰۳۷	۷۱۲۷	۳۵۵۱
جمع تولید جهانی بلوک شرق	—	۱۹۳۸	—	—	—
روسیه	—	۱۱۴۰	—	—	—
لهستان	—	۳۸۰	—	—	—
بلغارستان	—	۷۰	—	—	—
چین	—	۲۴۵	—	—	—
مغولستان	—	—	—	—	—
سایر کشورها	—	۱۰۳	—	—	—
جمع کل جهان		۸۹۳۷			

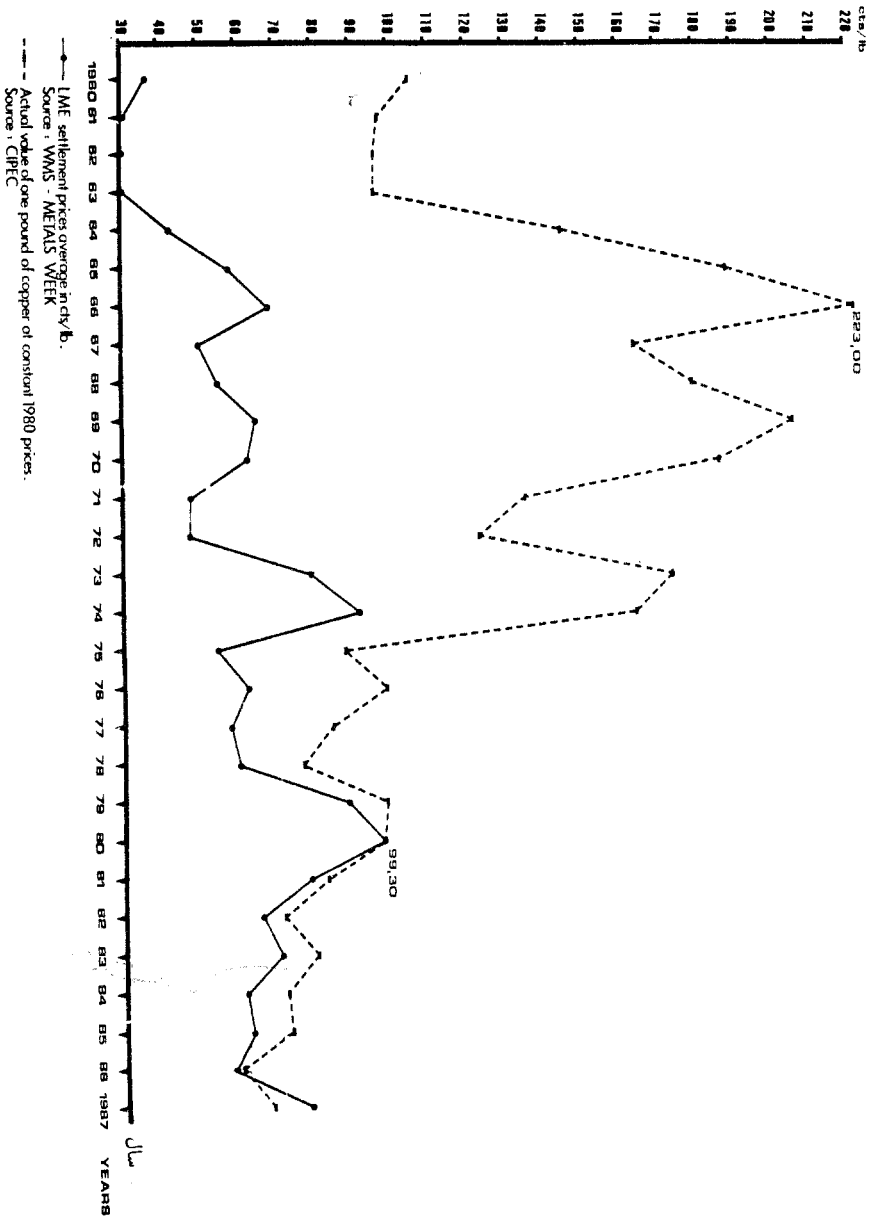
جدول شماره ۳-۳ آمار تولید مس تصفیه شده دنیا (ارقام به هزار تن)

سال	آمریکا	شوروی	ژاپون	شیلی	زامبیا	بازیک	کانادا	آلمان غربی	لهستان	چین	برو	استرالیا
۱۹۸۱/۸۲	۱۸۳۹	۱۴۹۰	۱۰۶۳	۸۱۴	۵۷۵	۴۴۳	۳۹۵	۳۹۱	۳۳۸	۳۰۰	۲۱۷	۱۸۷
۱۹۸۳	۱۵۸۴	—	۱۰۹۲	۸۳۳	۵۷۵	—	۵۴۴	—	—	—	۱۹۱	۱۹۹
۱۹۸۴	—	—	—	۸۸۰	۵۲۲	—	—	—	—	—	۲۱۹	۱۹۷
۱۹۸۵	۱۴۳۶	۱۴۰۰	۹۳۶	۸۸۴	۵۱۰	۴۱۲	۴۹۹	۴۱۴	۳۸۷	۳۲۰	۲۲۶	۱۹۳
۱۹۸۶	۱۵۶۴	—	۹۴۳	۹۰۷	۴۸۸	۴۳۳	۴۹۳	۴۲۲	—	—	۲۲۶	۱۸۲
۱۹۸۷	۱۵۷۶	—	۹۵۱	۹۴۰	۴۵۰	۴۷۵	۵۹۱	۴۲۰	—	—	۲۲۴	۱۹۵
۱۹۸۸	۸۰۰	—	۴۶۸	۵۲۷	۲۲۵	۲۴۰	۷۸۶	۲۱۰	—	—	۱۱۳	۱۰۵
(نیمه اول)												
سال	اسپانیا	آفریقای جنوبی	انگلستان	یوگسلاوی	کره جنوبی	زئیر	ایران	مکزیک	بنگلادش	فرانسه	مجموع تولید در سطح جهان + سایر کشور	
۱۹۸۱/۸۲	۱۶۲	۱۴۴	۱۳۵	۱۳۰	۱۱۴	۱۶۳	۱	۷۱	۶۴	۴۶	۹۶۱۳	بابلو لشرق
۱۹۸۳	—	—	—	—	—	۲۲۷	—	—	—	—	۹۴۴۴	بابلو لشرق
۱۹۸۴	—	—	—	۱۲۸	—	۲۲۵	—	—	—	—	»	»
۱۹۸۵	۱۵۲	۱۴۶	۱۲۵	۱۲۵	۱۵۱	۲۲۶	۱۲	۱۱۶	۷۳	۴۳	»	»
۱۹۸۶	۱۵۵	۱۳۹	۱۲۶	۱۴۱	۱۶۰	۲۱۵	۱۲	۸۹	—	۴۲	»	»
۱۹۸۷	۱۵۶	۱۴۰	۱۳۰	۱۳۰	۱۶۰	۲۲۰	۱۲	۱۰۵	—	۴۱	»	»
۱۹۸۸	۷۸	۷۰	۶۵	۶۵	۸۵	۱۱۰	۶	۵۵	—	۲۳	»	»
											۳۹۳۲	

جدول شماره ۴-۳ آمار تولید مس تصفیه شده دنیا (ارقام به هزار تن)

سال	آمریکا	شوروی	ژاپون	آلمان غربی	چین	فرانسه	ایتالیا	انگلستان	مغولستان	بازیک	کانادا	کره
۱۹۸۱/۸۲	۱۸۴۵	-	۱۲۴۹	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۱۹۸۳	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۱۹۸۴	۲۱۲۳	-	۱۳۶۸	۷۹۲	-	۴۱۲	-	-	-	-	-	-
۱۹۸۵	۱۵۹۱	۱۳۰۵	۱۲۳۰	۷۵۳	۴۲۵	۳۹۷	۳۶۲	۳۵۳	۳۱۵	۳۰۹	۲۲۲	۲۰۷
۱۹۸۶	۲۰۰۸	-	۱۳۶۲	۷۷۱	-	۴۰۶	۳۹۴	۳۴۰	-	۲۹۵	۲۲۵	۲۶۰
۱۹۸۷	۲۰۰۰	-	۱۳۵۰	۷۷۷	-	۳۸۵	۳۹۲	۳۳۸	-	۲۷۰	۲۲۲	۲۸۰
۱۹۸۸	۱۰۰۰	-	۶۷۰	۳۸۹	-	۲۰۵	۲۱۲	۱۶۹	-	۱۳۰	۱۲۸	۱۵۵
(نیمه اول)												
سال	استرالیا	لهستان	بلغارستان	پرو	شیلی	ایران	هندوستان	ترکیه	مکزیک	یوگسلاوی	مجموع مصرف سطح جهان + سایر کشور	
۱۹۸۱/۸۲	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	۹۶۸۳	-
۱۹۸۳	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۱۹۸۴	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
۱۹۸۵	۱۲۳	۲۰۵	۶۵	۳۶	۲۵	۱۵	۱۱۴	۸۰	۱۱۸	۱۵۷	»	۷۶۶۰ بدون «
۱۹۸۶	۱۰۷	-	-	۲۴	۳۳	۱۷	۱۱۰	۷۲	۷۹	۱۴۲	»	» با " ۹۶۵۹
۱۹۸۷	۱۲۰	-	-	۲۴	۵۴	۱۲	۱۲۰	۸۰	۱۰۰	۱۴۰	»	» بدون " ۷۴۴۰
۱۹۸۸	۶۰	-	-	۱۲	۳۰	۶	۶۵	۴۲	۵۰	۷۰	»	» " ۷۵۱۴
نیمه اول											»	» " ۳۸۶۴

ارزش مس به سنت آمریکا در ۰/۴۵ کیلوگرم (یک پوند)



شکل ۳ - تغییرات قیمت حقیقی و صعودی مس از سال ۱۹۸۰ میلادی به سنت آمریکا در ۰/۴۵ کیلوگرم (یک پوند)

۳-۳ آلیاژهای مس :

به طور کلی وارد شدن یک اتم بیگانه در شبکه مس باعث بالا رفتن خواص مکانیکی و کم شدن هدایت الکتریکی میگردد. این تغییر خواص به حجم و تعداد اتم بیگانه بستگی دارد. هر قدر اختلاف حجم یا تعداد بیشتر باشد اثر اتم بیگانه بیشتر نمودار خواهد بود.

مس دارای خاصیت حلالیت زیاد بوده و بسیاری از فلزات را در خود حل میکند. ساختار بلوری مس مکعب مسا اتم در مرکز رویه FCC است. اگر ورود اتم های بیگانه شبکه مس و مشخصات آنرا تغییر ندهد آلیاژهای حاصل، شبکه α نامیده می شود. به عبارت دیگر محلول جامد مس با سایر فلزات وقتی به صورت α است که ساختار مس تغییر نکند و اتم های بیگانه در داخل شبکه یا جانشین اتم های مس شده و یا آنکه بصورت بین نشین در داخل شبکه وارد شوند. این نوع شبکه دارای خاصیت چکش خواری بوده و سختی آن متناسب با تعداد اتم های بیگانه خواهد بود وجود این اتم ها بطور منظم بر سختی آلیاژ می افزاید.

اگر مقدار اتم های بیگانه به تدریج زیاد شود شبکه جدیدی بوجود می آید که باز هم بصورت مکعب با یک اتم در مرکز هر صفحه بوده ولی ابعاد و مشخصات این شبکه با شبکه مس متفاوت بوده و آنرا شبکه β می نامند. این شبکه سخت تر از شبکه α بوده و خاصیت چکش خواری آن نیز کمتر است. اگر تعداد اتم های بیگانه به طور پیوسته زیاد شود شبکه نیز به تدریج به حالت β درآمده و آلیاژ مخلوطی از شبکه α و β خواهد بود و خواص مکانیکی آلیاژ تابع آماری غلظت هر یک از شبکه ها خواهد بود.

بالاخره به ازای بیشتر شدن اتم های بیگانه شبکه یک بار دیگر تغییر شکل داده و به صورت جدیدی که آنرا شبکه γ می نامند در می آید. این شبکه ها معمولا بسیار بزرگ است و هر واحد ساختاری آن دارای تعداد زیادی اتم است. در این شبکه اتم های مس و فلز بیگانه رئوس را اشغال نموده و در داخل ساختار بلوری نیز بطور نامنظم بصورت بین نشین وجود دارند. شبکه γ دارای مقاومت الکتریکی بسیار زیاد بوده و به شدت سخت و شکننده است. به طوریکه آلیاژهای مس هرگز به صورت شبکه γ خالص مصرف ندارند و حد اکثر یک آلیاژ صنعتی به صورت β و γ است که در آن مقدار γ باید بر حسب نوع مصرف آلیاژ به دقت تعیین شود.

هر یک از شبکه های β و γ ممکن است به صورت یک ترکیب بین فلزی باشد. خواص مکانیکی آلیاژهای مس بستگی به اتم های بیگانه داشته و به طور کلی میتوان این خواص را به شرح زیر مورد مطالعه قرار داد.

چکش خواری. خاصیت چکش خواری به دو دسته تقسیم میشود:

الف - چکش خواری در سرما:

چکش خواری در سرما بستگی به شکل شبکه و قابلیت تغییر شکل آن دارد. چون شبکه مکعب با یک اتم در مرکز رویه دارای قابلیت تغییر شکل زیاد است لذا میتوان نتیجه گرفت که شبکه α آلیاژهای مس قابلیت چکش خواری بیشتری در سرما نسبت به شبکه β و غیره دارد.

ب - چکش خواری در گرما:

چکش خواری در گرم خالصیتی است که بستگی به خواص مرزهای بلوری دارد و در نتیجه وجود ناخالصیها در بین مورد اثر مهمی خواهد داشت. اگر آلیاژ شامل ناخالصیهای باشد که در شبکه فلز حل نمی شوند در اثر حرارت این ناخالصیها از شبکه خارج شده و در مرزهای بلوری قرار میگیرند. و بدین ترتیب بر حسب خواص خود اثر مهمی روی چکش خواری در گرما ایجاد میکند. تشخیص کار در سرما و گرما از روی نوع شکست فلز یا آلیاژ داده میشود. به طور کلی مرزهای بلوری در سرما دارای مقاومت بیشتری نسبت به خود بلور هستند و بر حسب آنکه درجه حرارت بالا رود مقاومت مرزهای بلوری کم شده و خود بلور مقاوم تر میگردد. اگر درجه حرارت طوری باشد که شکسته شدن آلیاژ در مرزهای بلوری بوقوع پیوندد در این صورت کار روی آلیاژ یا فلز در گرما انجام شده است ولی اگر شکست در بلور باشد در این صورت کار روی فلز یا آلیاژ در سرما انجام شده است.

سایر خواص مکانیکی:

به طور کلی سایر خواص مکانیکی بستگی به نوع شبکه و نوع ناخالصیها و طرز توزیع آن و اندازه دانه ها دارد.

خواص ریخته گری:

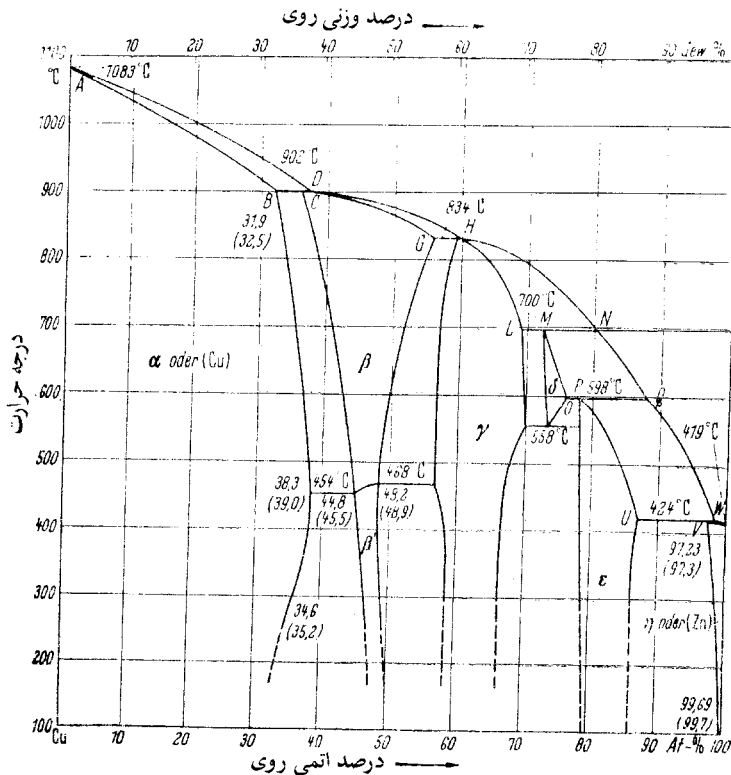
این خواص که اهم آنها عبارت است از سیالیت و درجه حرارت ذوب و انقباض حجمی در اثر انجماد به وجود اتمهای بیگانه بستگی دارد. وجود فلزات دیگر در مس عملاً باعث پائین آمدن نقطه ذوب میشود. هر قدر دامنه انجماد کمتر باشد، سیالیت آلیاژ بهتر خواهد

بود ولی این امر معمولاً باز یاد شدن حجم انقباض متمرکز و ناپیچ همراه خواهد بود. به طور کلی وجود اکسیژن در آلیاژ برای ریخته گری آن مضر می باشد. و در مورد آلیاژهای مس همواره قبل از ریختن آلیاژ باید آنرا توسط فلزات و عناصر احیاء کننده، احیاء نمود.

۱-۲-۳ برنج ها :

برنجها آلیاژهای مس و روی هستند. دیاگرام تعادل مس و روی در شکل ۱-۳ نشان میدهد که اکثر آلیاژهای برنج دارای دامنه انجماد بسیار کوچک بوده و کاملاً برای ریخته گری مناسب میباشد. از نقطه نظر شبکه محلول های جامد مس و روی دارای خواص زیر میباشد.

الف: محلول جامد α . این شبکه در سرما چکش خوار میباشد ولی چکش خواری آن در گرما منوط به نداشتن سرب در آلیاژ است زیرا سرب خاصیت چکش خواری این شبکه را در



شکل ۱-۳ دیاگرام تعادل مس و روی

گرما به علت حضور سرب مایع از بین میبرد.

ب: محلول جامد β . در این شبکه وجود سرب کمتر مزاحم بوده و شبکه خاصیت چکش خواری خود را در گرما نیز حفظ میکند.

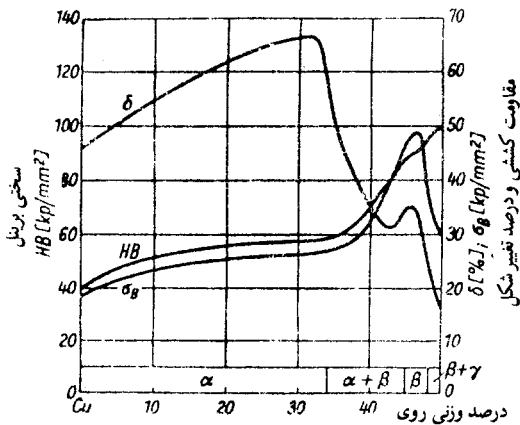
شبکه β به دو نوع تقسیم میشود که عبارتند از β و β در شبکه β اتم های مس و روی با نظم کاملاً معینی قرار دارند در حالیکه در شبکه β اتم های مس و روی بطور نامنظم قرار گرفته اند. تعداد اتمهای مس و فلز روی در شبکه β و β با فرمول $CuZn$ تطبیق میکند و می توان آنرا یک ترکیب بین فلزی به حساب آورد.

ج: محلول جامد γ . این شبکه خواص عمومی مربوط به شبکه γ را داشته و در نتیجه سخت و بسیار شکننده است. تعداد اتم های مس و فلز روی در شبکه γ ۵۲ اتم است. که ۲۰ اتم آنها از مس و ۳۲ اتم دیگر از روی تشکیل شده و با فرمول Cu_5Zn_{18} تطبیق می نماید. وجود روی موجب افزایش استحکام و پائین آمدن قیمت آلیاژ میگردد. ولی مقدار روی از حد معینی نمی تواند تجاوز کند زیرا در این صورت فاز γ در آلیاژ به وجود آمده و آنرا شکننده میکند.

از روی دیاگرام معلوم میشود که اگر مقدار فلز روی از ۵۰٪ کمتر باشد آلیاژ در ناحیه (β) بوده و برای به وجود آمدن شبکه γ باید مقدار فلز روی از حد ذکر شده تجاوز کند. و به همین دلیل حداکثر مقدار فلز روی برنج ها همواره از ۴۷٪ کمتر است، بدیهی است در شرایط غیر تعادلی، امکان تشکیل فاز γ در مقادیر کمتر به علت جدایش نیز وجود دارد در این حال معمولاً برنجها حاوی حداکثر ۴۰٪ روی هستند.

رنگ برنج بستگی به مقدار مس آن دارد. اگر مقدار مس ۹۰٪ و بیشتر باشد آلیاژ کم و بیش قرمز رنگ و به ازای مس در حدود ۷۵-۹۰٪ پلائی تیره و بین ۵۵-۶۵٪ پلائی خواهد بود. خواص مکانیکی برنجها بستگی به سرعت سرد شدن آلیاژ دارد. از طرف دیگر مقدار فلز روی محتوی در آلیاژ نیز در خواص مکانیکی موثر است. در بعضی برنجها مثلاً با ۴۰ درصد روی میتوان با انتخاب صحیح درجه حرارت حل کردن (۸۵۰-۸۲۰ درجه سانتیگراد) و درجه حرارت سخت کردن (حدوداً ۳۰۰-۲۰۰ درجه سانتیگراد) در اثر عملیات حرارتی به سختی و یکپرزگی در حدود ۲۳۰-۲۰۰ دست یافت. طبق شکل ۲-۳ اگر برنج تنها از محلول جامد α (مقدار فلز روی کمتر از حدوداً ۳۷٪) تشکیل شده باشد در این صورت خواص مکانیکی با افزایش فلز روی بالا می رود. فقط مقدار در صد تغییر شکل است که از یک ماکزیمم (مقدار روی مساوی با حدوداً ۳۰٪ عبور نموده و سپس با افزایش مقدار فلز روی از حد ذکر شده دوباره

کم میشود. اگر برنج از شبکه α و β تشکیل شده باشد مقدار درصد تغییر شکل به کم شدن ادامه میدهد درحالیکه سختی پیوسته زیاد شده و حد گسیختگی پس از عبور از یک ماگنیم (مقدار فلز روی حدوداً ۴۵٪) کم میشود. در جدول شماره ۵-۳ خواص فیزیکی و مکانیکی برنجهای نشان داده شده به طوریکه MS علامت اختصاری برنج و عدد داده شده مقدار غلظت مس را نشان میدهد و F مقدار کار انجام شده را به طوریکه حالت F_1 برنج در حالت نرم حالت F_2 برنج کار شده نیمه سخت و حالت F_3 برنج کار شده سخت را نشان میدهد. هم چنین در صد تغییر شکل برای نمونه های کوچک δ_0 ($I_0 = \delta d$) و نمونه های بزرگ، δ_1 ($I_0 = 10d$) تعیین شده است.



شکل ۲-۳- تغییرات خواص مکانیکی برنج به ازای مقادیر مختلف روی

د: برنج های مخصوص:

اگر به آلیاژ دوتائی مس و فلز روی سایر عناصر اضافه شوند به طور کلی خواص مکانیکی برنج بالا می رود و این نوع آلیاژها را برنج مخصوص می نامند.

عناصری که بطور معمول به برنج اضافه میشود عبارتند از: آهن، منگنز، آلومینیوم، سرب، سیلیسیم، قلع و نیکل، مقدار این عناصر هیچگاه از حدود ۲-۱٪ تجاوز نمیکند.

این آلیاژها بخصوص مقاوم به خوردگی بوده و مورد استعمال اکثر آنها برای ساختن پروانه کشتی و وسایلی است که در آب شور باید کار کند. نظیر لوله های کندانسورهای دریائی و دستگاهای تبادل حرارتی، هم چنین این آلیاژها برای ساختن شیر، قفل، دستگیره درب و غیره بکار می رود در جدول شماره ۶-۳ تعدادی از این آلیاژها نشان داده شده است.

جدول شماره ۳-۵ خواص فیزیکی و مکانیکی برنج‌ها طبق استاندارد VDM و DIN
 سختی % ازدیاد طول مقاومت به هدایت هدایت چکالی آنالیز برنج علامت اختصاری
 برنیل کششی تسلیم گرما الکتریکی
 g/cm^2 $m/2mm^2$ $cal/cm.s.^{\circ}C$ Kg/mm^2 Kg/mm^2 ۵d ۱۵d HB
 ۱- آلیاژهای نوردی

Ms۵۶	Cu = ۵۶% Pb = ۰/۵%	۸/۴۰	۱۸	۰/۲۶	$F_y = ۱۵$	۵۰	۲۵	۲۰	۱۱۰
Ms۵۸	Cu = ۵۸% Pb = ۱/۷۵%	۸/۵۰	۱۵	۰/۲۷	$F_y = ۱۷$ $F_y = ۴۰$ $F_y = ۴۷$	۴۲	۵۲	۴۷	۸۵ ۱۳۰ ۱۴۵
Ms۵۸	Cu = ۵۸/۳% Pb = ۲/۶۵%	۸/۵۰	۱۵	۰/۲۷	$F_y = ۱۷$ $F_y = ۴۰$ $F_y = ۵۳$	۴۳	۳۵	۳۰	۸۵ ۱۲۵ ۱۴۰
Ms۵۸	Cu = ۵۹% Pb = ۱/۸%	۸/۴۵	۱۵	۰/۲۷	$F_y = ۱۷$ $F_y = ۴۴$	۴۰	۳۵	۳۰	۱۰۰ ۱۶۰
Ms۶۰	Cu = ۶۰/۵%	۸/۴۰	۱۴/۵	۰/۲۷	$F_y = ۱۴$ $F_y = ۳۷$ $F_y = ۴۴$	۳۸/۵	۵۱	۴۷	۸۰ ۱۱۵ ۱۳۵
Ms۶۰Pb	Cu = ۶۰% Pb = ۲%	۸/۶۰	۱۳	۰/۳۰	$F_y = ۱۳$ $F_y = ۳۸$ $F_y = ۴۸$	۳۸	۴۰	۳۵	۷۵ ۱۱۵ ۱۴۰
Ms۶۰Pb	Cu = ۶۱/۵% Pb = ۳%	۸/۵۰	۱۴/۵	۰/۲۸	$F_y = ۱۳$ $F_y = ۳۳$ $F_y = ۴۴$	۳۴	۴۰	۳۵	۷۰ ۱۱۰ ۱۳۵
Ms۶۳Pb	Cu = ۶۲% Pb = ۱/۲%	۸/۵۵	۱۵	۰/۲۶	$F_y = ۱۵$ $F_y = ۲۵$ $F_y = ۳۵$	۳۴	۶۰	۵۰	۶۰ ۱۰۰ ۱۱۵
Ms۶۳	Cu = ۶۳%	۸/۵۵	۱۵	۰/۲۶	$F_y = ۱۱$ $F_y = ۲۵$ $F_y = ۳۵$	۳۳	۷۰	۶۰	۶۰ ۹۵ ۱۲۰
Ms۶۳Pb	Cu = ۶۲/۷% Pb = ۰/۴%	۸/۵۵	۱۵	۰/۲۶	$F_y = ۱۱$ $F_y = ۲۵$	۳۴	۶۵	۵۵	۶۰ ۱۰۰

جدول شماره ۳-۵ خواص فیزیکی و مکانیکی برنج‌ها طبق استاندارد VDM9 DIN

سختی / ازدیاد طول مقاومت مقاومت به هدایت هدایت چکالی آنالیز برنج علاهات اختصاری
برنیل کششی تسلیم گرما الکتریکی

g/cm^۳ m/Ωmm^۲ cal/cm.s.°c Kg/mm^۲ Kg/mm^۲ δd ۱۵d HB

۱- آلیاژهای نوردی

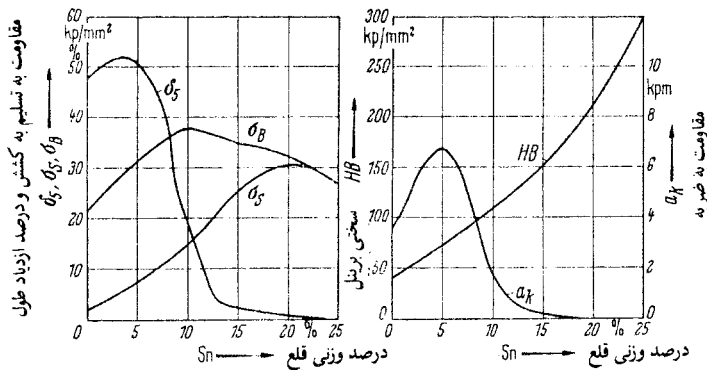
Ms۵۶	Cu = ۵۶% Pb = ۰/۵%	۸/۴۰	۱۸	۰/۲۶	F _۱ = ۱۵	۵۰	۲۵	۲۰	۱۱۰
Ms۵۸	Cu = ۵۸% Pb = ۱/۷۵%	۸/۵۰	۱۵	۰/۲۷	F _۱ = ۱۷	۴۲	۵۲	۴۷	۸۵
					F _۲ = ۴۰	۵۰	۳۶	۳۲	۱۳۰
					F _۳ = ۴۷	۵۵	۲۵	۱۹	۱۴۵
Ms۵۸	Cu = ۵۸/۳% Pb = ۲/۶۵%	۸/۵۰	۱۵	۰/۲۷	F _۱ = ۱۷	۴۳	۳۵	۳۰	۸۵
					F _۲ = ۴۰	۴۸	۲۲	۱۷	۱۲۵
					F _۳ = ۵۳	۶۰	۱۴	۱۰	۱۴۰
Ms۵۸	Cu = ۵۹% Pb = ۱/۸%	۸/۴۵	۱۵	۰/۲۷	F _۱ = ۱۷	۴۰	۳۵	۳۰	۱۰۰
					F _۲ = ۴۴	۵۶	۱۸	۱۳	۱۶۰
Ms۶۰	Cu = ۶۰/۵%	۸/۴۰	۱۴/۵	۰/۲۷	F _۱ = ۱۴	۳۸/۵	۵۱	۴۷	۸۰
					F _۲ = ۳۷	۴۲	۳۸	۳۵	۱۱۵
					F _۳ = ۴۴	۴۸	۲۲	۱۹	۱۳۵
Ms۶۰Pb	Cu = ۶۰% Pb = ۲%	۸/۶۰	۱۳	۰/۳۰	F _۱ = ۱۳	۳۸	۴۰	۳۵	۷۵
					F _۲ = ۳۸	۴۵	۲۲	۱۷	۱۱۵
					F _۳ = ۴۸	۵۲	۱۲	۸	۱۴۰
Ms۶۰Pb	Cu = ۶۱/۵% Pb = ۳%	۸/۵۰	۱۴/۵	۰/۲۸	F _۱ = ۱۳	۳۴	۴۰	۳۵	۷۰
					F _۲ = ۳۳	۴۱	۱۷	۱۲	۱۱۰
					F _۳ = ۴۴	۴۹	۱۵	۱۰	۱۳۵
Ms۶۲Pb	Cu = ۶۲% Pb = ۱/۲%	۸/۵۵	۱۵	۰/۲۶	F _۱ = ۱۵	۳۴	۶۰	۵۰	۶۰
					F _۲ = ۲۵	۴۰	۴۲	۳۸	۱۰۰
					F _۳ = ۳۵	۴۵	۳۱	۲۷	۱۱۵
Ms۶۳	Cu = ۶۳%	۸/۵۵	۱۵	۰/۲۶	F _۱ = ۱	۳۳	۷۰	۶۰	۶۰
					F _۲ = ۲۵	۴۰	۴۵	۴۰	۹۵
					F _۳ = ۳۵	۴۷	۳۰	۲۵	۱۲۰
Ms۶۳Pb	Cu = ۶۳/۷% Pb = ۰/۴%	۸/۵۵	۱۵	۰/۲۶	F _۱ = ۱۱	۳۴	۶۵	۵۵	۶۰
					F _۲ = ۲۵	۴۰	۴۵	۴۰	۱۰۰

جدول شماره ۳-۶ خواص فیزیکی و مکانیکی برنجهای مخصوص طبق استاندارد (DIN)

علامت اختصار	آلیاژ	چگالی g/cm ³	هدایت الکتریکی m/Ωmm ²	هدایت گرما cal/cm.s.c°	مقاومت به تسایم Kg/mm ²	مقاومت به کشش Kg/mm ²		درصد ازدیاد طول %		سختی برینل
						۱۷	۴۰	۲۵	۱۰d	
۱- آلیاژهای نوردی										
So - Ms ₅₈	۵۷Cu ۲Ni ۱Mn	۸/۳۶	۸/۶	۰/۱۳۵	۱۷	۴۰	۲۵	۲۰	۱۰۵	
So - Ms ₅₈ Pb	۵۹Cu ۰/۴Al ۲Pb ۰/۲Si	۸/۱۰	۹	۰/۱۴۵	۲۰	۴۵	۱۸	۱۵	۱۳۰	
SoMs ₅₈ Al ₁	۵۸Cu ۰/۵Al ۰/۶Pb ۰/۹Mn ۰/۳Si	۸/۲۰	۹/۱	۰/۱۴۶	۲۰	۴۵	۱۵	۱۲	۱۲۰	
SoMs ₅₉	۵۸Cu ۱/۵Al ۳Ni ۲/۵Mn	۸/۳۵	۵/۷۵	۰/۰۹۶	۳۰	۵۰	۱۸	-	۱۱۰	
So.Ms ₆₀ Sn	۶۰Cu ۰/۷۵Sn	۸/۵	۱۵	۰/۲۱	۲۰	۴۲	۲۵	۲۰	۱۱۵	
So - Ms ₆₈	۶۸Cu ۱Si	۸/۳	۹/۵	۰/۱۵۰	۲۵	۴۵	۲۳	۲۰	۱۰۰	
So - Ms ₇₁	۷۱Cu ۱Sn	۸/۵۵	۱۳/۵	۰/۲۶	۱۲	۳۳	-	۵۰	-	
So - Ms ₇₆	۷۷Cu ۲Al	۸/۳۳	۱۲/۵	۰/۲۴	۱۴	۳۴	-	۵۰	-	
۲- آلیاژهای ریخته‌گری										
G - So - MsF ₃₀	۵۸Cu ۲Ni ۱Mn	۸/۱	۸/۵	۰/۱۳۵	۱۲	۳۰	۲۵	-	۷۵	
G - So - MsF ₄₅	۵۶Cu ۲Al ۲Ni ۱Mn	۸/۱	۸/۰	۰/۱۳	۲۰	۴۵	۲۰	-	۱۱۰	
G - So - MsF ₆₀	۵۸Cu ۱/۶Al ۲Mn	۸/۰	۸/۵	۰/۱۳۵	۲۵	۶۰	۱۵	-	۱۴۰	

قلع فلزی است گران قیمت ولی برنرها به علت داشتن خواص عالی ریخته گری با وجود گرانی قیمت مورد استعمال فراوانی دارند، محلول جامد قلع در مس به صورت فاز α دارای خواص کلی این نوع فاز بوده و در سرما و گرما چکش خوار می باشد.

فاز β به صورت یک ترکیب بین فلز به فرمول Cu_5Sn می باشد. این شبکه در حرارت بالا پایدار بوده ولی در دمای کمتر از $586^\circ C$ درجه سانتیگراد فاز β در تحت یک تحول اوتکتوئیدی تجزیه شده و تولید دو فاز $\gamma + \alpha$ میکند. فاز γ نیز در دمای کمتر از $520^\circ C$ درجه سانتیگراد تحت یک تحول اوتکتوئیدی تجزیه شده و تولید $\alpha + \delta$ میکند که شبکه بسیار سخت و شکننده است و فرمول آن به صورت $Cu_{31}Sn_8$ می باشد آلیاژ حاوی شبکه δ به علت سخت بودن و به عبارت دیگر به علت آنکه اصطکاک داخلی آلیاژ بسیار کم است دارای ظنین عالی بوده و برای ساختن زنگها از آن استفاده میکنند. به طور کلی اضافه نمودن قلع باعث میشود که سختی و حد گسیختگی آلیاژ بالا برود. ولی اگر مقدار قلع از حدوداً 13% تجاوز کند سختی اضافه شده ولی حد گسیختگی کم میگردد. هم چنین ازدیاد نسبی طول و مقاومت به ضربه برنر با افزایش بیش از حدود 5 درصد قلع به شدت کاهش می یابد (شکل ۳-۴).



شکل ۳-۴- تغییرات خواص مکانیکی برنرهای قلع بر حسب مقدار قلع

هر قدر مقدار قلع کمتر باشد فاصله حرارتی جامد شدن کمتر بوده و سیالیت آلیاژ بیشتر است ولی این مسئله با افزایش حجم انقباض متمرکز همراه است لذا آلیاژهای دوتائی که مقدار قلع آنها از حدی (9%) کمتر است مورد استعمال ریخته گری ندارند.

جدول شماره ۳-۷ خواص فیزیکی و مکانیکی آلیاژهای برنر را به ازای مقادیر مختلف فلز قلع نشان میدهد.

جدول شماره ۳-۷ خواص فیزیکی و مکانیکی مهمترین برنهای قلع

علامت	آنالیز	چگالی	هدایت گرمایی	هدایت الکتریکی	مقاومت کششی	درصد ازدیاد طول	HB
اختصاری	%	g/cm ^۳	cal/cmsec ^۰	m/mm ^۲ Ω	Kg/mm ^۲	δd /۱۰d	

۱- آلیاژهای نورد

SnBz _۲	۱-۲/۵Sn	۸/۹	۰/۳۹-۰/۴۴	۱۸-۲۹	-	F _۱ = ۲۷ F _۲ = ۳۲	۴۸ ۶۰ ۲۳ ۹۰
SnBz _۶	۶%-۷/۵Sn	۸/۸	۰/۱۶۰	۹	-	F _۲ = ۲۸ F _۱ = ۳۷ F _۲ = ۴۴	۱۹ ۱۰۵ ۵۸ ۸۰ ۳۴ ۱۲۰
SnBz _۸	۸%-۷/۵Sn	۸/۷۵	۰/۱۴۲	۸	-	F _۲ = ۵۲ F _۱ = ۴۰ F _۲ = ۴۸ F _۳ = ۵۶	۱۶ ۱۴۵ ۶۰ ۸۵ ۳۶ ۱۳۰ ۱۸ ۱۵۵

۲- آلیاژهای ریخته‌گری

GZ-SnBz _{۱۰}	۹۰Cu ۱۰Sn	۸/۶	۰/۱۱	۶-۷	۱۲-۱۵	۲۵-۲۸	۱۵-۲۰	-	۶۰-۷۵
GZ-SnBz _{۱۲}	۸۷Cu ۱۳Sn	۸/۶	۰/۱۰	۶	۱۳-۱۶	۲۴-۲۸	۸-۲۰	-	۸۰-۹۵
GZ-SnBz _{۱۴}	۸۶Cu ۱۳Sn	۸/۶	۰/۰۸	۵	۱۴-۱۷	۲۰-۲۵	۳-۵	-	۸۵-۱۱۵
G-SnBz _{۲۰}	۸۰Cu	۸/۵	۰/۰۷	۴/۵	۱۲-۲۰	۱۵-۲۰	۰-۱	-	۱۷۰-۲۰۰

قلع نسبت به مس دارای میل ترکیبی بیشتری نسبت به اکسیژن است و باعث میشود که آلیاژ فاقد اکسیژن گردد ولی از آنجائیکه SnO_2 حاصل به سختی از آلیاژ مذاب جدا میشود و نیز باعث شکنندگی برنز میشود لذا عمل احیاء آلیاژ را در مرحله آخر معمولاً توسط عنصر دیگری انجام میدهند.

آلیاژهای دوتائی مس و قلع کمتر بکار میروند و آلیاژهای صنعتی از تعداد بیشتری فلز تشکیل شده اند. و برنرها به آلیاژهایی اطلاق میشود که فلز قلع پس از مس دارای غلظت ترکیبی بیشتری در آلیاژ است. برنرها را برحسب فلز دیگری که همراه با مس قلع در آلیاژ وجود دارد دسته بندی می کنند. مهمترین برنرها به قرار زیراند.

الف: برنز روی دار - اغلب برنرها دارای فلز روی نیز میباشند. حداکثر مقدار روی از ۱۰٪ تجاوز نمی کند و مقدار معمولی آن در برنرها در حدود ۳٪ است.

اضافه نمودن روی به برنز اثرهایی به شرح زیر روی خواص آلیاژ دارد.
- سیالیت آلیاژ را بالا می برد ولی در ضمن باعث افزایش انقباض حجمی در دامنه انجماد نیز میشود.

- اگر مقدار روی از ۲٪ تجاوز کنند در خواص مکانیکی آلیاژ اثر نموده و حد گسیختگی را بالا میبرد.

- چون روی فلز ارزان قیمتی است لذا در بهای آلیاژ اثر نموده و از قیمت آن می کاهد.

- مقاومت به خوردگی آلیاژ افزایش می یابد.

چون نقطه جوش فلز روی پائین است ، لذا اضافه نمودن آن به آلیاژ باید در مرحله آخر انجام گیرد زیرا در غیر این صورت روی تبخیر شده و مقدار آن در آلیاژ کم میشود.

برنرهای روی دار برای ساختن شیرهای تحت فشار و یاتاقان - بدنه پمپ ، چرخ دنده و اجسام مقاوم به خوردگی بکار میروند.

ب: برنز سرب دار - سرب در مس و قلع حل نشده و در آلیاژ به صورت فاز جداگانه ای باقی می ماند و بایستی بطور یکنواخت در آلیاژ پخش شده باشد و این عمل هنگام ریختن آلیاژ بایستی توسط اعمال مکانیکی یا فیزیکوشیمیائی انجام گیرد. اگر مقدار سرب از ۶٪ کمتر باشد قابلیت تراش آلیاژ افزایش یافته و از طرف دیگر سرب به دلیل نقطه ذوب پائین و عدم انحلال تمامی حفره ها را در آلیاژ هنگام سرد شدن پرنموده و باعث حذف تخلخل و افزایش شکل پذیری میگردد.

مقادیر کم سرب در آلیاژ روی خواص مکانیکی بدون اثر میاشد ولی اگر مقدار سرب از ۲٪ تجاوز کند روی خواص مکانیکی آلیاژ اثر نموده و به طور کلی مقدار آنرا کاهش میدهد. مقدار سرب آلیاژهاییکه برای ساختن یاتاقان بکار میرود تا حدود ۳۰٪ نیز میرسد. این یاتاقانها در سرعت های زیاد و بار زیاد بکار میروند و در حقیقت آلیاژ از دو فاز تشکیل شده است که یک قسمت سخت که آلیاژ مس و قلع بوده و بار زیاد را تحمل میکند و قسمت دیگر نرم و از سرب تشکیل شده و مانع از خوردن شدن محور در اثر اصطکاک میشود. این آلیاژها نباید حاوی فسفر باشند زیرا وجود فسفر مانع از پخش یکنواخت سرب در آلیاژ میشود. لذا احیاء آلیاژ در مرحله آخر باید توسط عنصر دیگری غیر از فسفر انجام گیرد.

برنزهای سرب دار معمولاً برای ساختن یاتاقان بکار میروند. اگر مقدار سرب برنز زیاد باشد در این صورت آلیاژ در مقابل اسید سولفوریک نیز مقاوم بوده و این مسئله مورد استعمال دیگر برنز با سرب زیاد را به وجود می آورد.

ج - برنزهای سرب و روی. افزایش کمی روی به برنز سرب دار که مقدار سرب آن از ۶٪ تجاوز نمیکند باعث میشود که خواص مکانیکی آلیاژ بالا برود. وجود سرب باعث جزم شدن آلیاژ میشود، روی در ضمن آنکه اکسیدهای موجود را تجزیه نموده و آلیاژ را احیاء میکند خواص مکانیکی را نیز بالا میبرد. امروزه تمامی برنزهای سرب دار که سرب آنها کمتر از ۶٪ است در حدود ۶-۲٪ نیز فلز روی در ترکیب خود دارند.

این آلیاژها در ساختن شیرهای تحت فشار و شیرهای بخار مورد استعمال فراوانی دارند.

د - برنز فسفر دار. فسفر خاصیت احیائی قوی داشته و اکثراً برای احیاء اکسیدها در مرحله آخر به برنز اضافه میشود، اگر مقدار فسفر بکار رفته برای احیاء آلیاژ طوری باشد که در انتها حدوداً ۰/۰۲۵٪ فسفر در برنز باقی بماند باعث میشود که میزان اکسیژن به کمترین مقدار خود برسد. معمولاً مقدار فسفر بکار رفته برای احیاء آلیاژ در حدود ۱٪ میباشد و اگر این مقدار اضافه شود عملاً پس از ریخته شدن در آلیاژ فسفر اضافی موجود نبوده و تمامی آن به مصرف احیاء کردن آلیاژ رسیده است. این عمل را در مورد برنزهای سرب دار که مقدار سرب آنها از ۶٪ کمتر است به طور معمول انجام می دهند. اگر مقدار فسفر اضافه شده بیش از حد مذکور باشد مقدار اضافی در آلیاژ باقی مانده و باعث سختی آن میگردد. برنزهای فسفر دار معمولاً ۰/۵-۰/۰۵٪ فسفر دارند. وجود فسفر بر سختی آلیاژ اضافه نموده ولی از حد گسیختگی کم میکند.

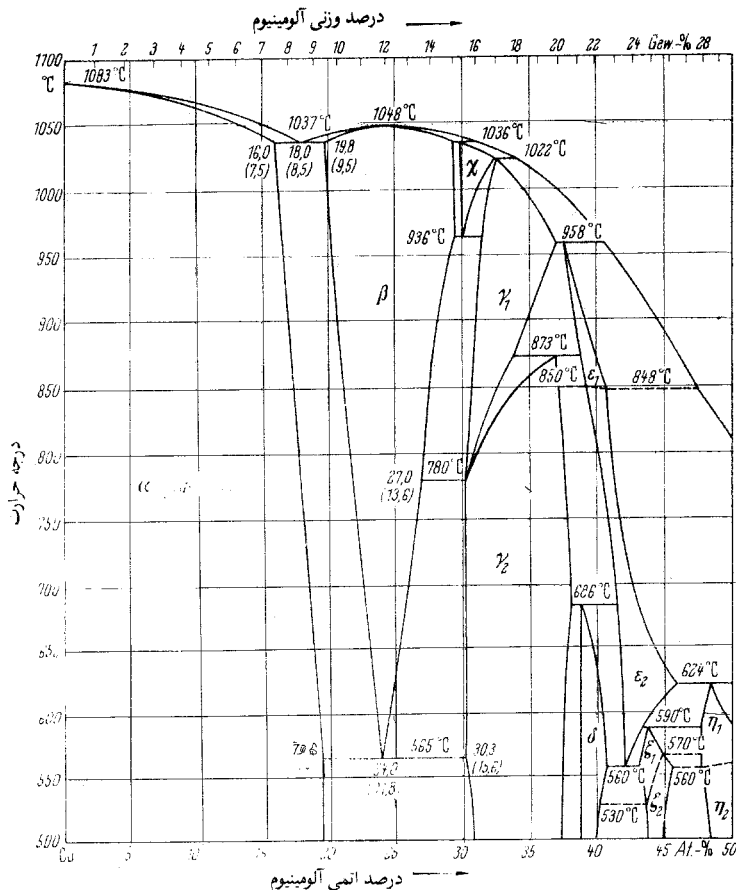
فسفر سیالیت آلیاژ را بالا برده و برنز فسفر دار در اثر سرد شدن انقباض زیادی خواهد

داشت و به خصوص انقباض متمرکز (نا یچه) زیاد شده و در شمشها عمق ترک افزایش می یابد و در نتیجه در ریخته گری آن به سر تغذیه بزرگ که تا ۰.۴٪ وزن آلیاژ را به خود اختصاص میدهد احتیاج خواهد بود.

تجربه نشان میدهد که افزایش مقدار فسفر بیش از ۰/۵ درصد به دلیل افزایش دامنه انجماد مقدار انقباض متمرکز را کاسته و از این رو در بعضی موارد برنزهای حاوی تا ۱/۵٪ فسفر نیز کاربرد می یابند.

۳-۳-۳ - آلیاژهای مس و آلومینیوم :

آلومینیوم و مس دارای یک اتکتیک و یک اتکتوئید می باشند. فاز α در سرما و گرما چکش خوار بوده و آلیاژ تا ۹/۴٪ آلومینیوم در سرما به صورت فاز α می باشد. (شکل ۵-۳).



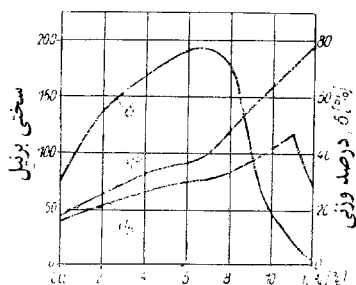
شکل ۵-۳ - دیاگرام تعادل مس و آلومینیوم

شبکه β در گرما چکش خوار بوده ولی تا حرارت ۵۶۵ درجه سانتیگراد پایدار بوده و پس از آن تجزیه میشود.

بدین ترتیب شبکه β در حالت تعادل در درجه حرارتی کمتر از ۵۶۵ درجه نمی تواند وجود داشته باشد.

وجود اتکتوئید در دیاگرام تعادل دو فلز امکان آب دادن آلیاژ را نشان میدهد و با آب دادن میتوان شبکه β را خارج از دامنه پایدار بودن خود در سرما بدست آورد. در حالت و شرایط عادی فاز β در درجه حرارت ۵۶۵ تجزیه شده و تولید شبکه $\gamma + \alpha$ میکند. شبکه γ کاملاً سخت و شکننده است.

شکل ۳-۵ دیاگرام تعادل مس را با آلومینیوم نشان میدهد. از نقطه نظر خواص مکانیکی در مورد شبکه α تمام خواص مکانیکی با اضافه شدن مقداری آلومینیوم بالا میرود. ولی اگر مقدار آلومینیوم از حدود ۷٪ تجاوز کند شبکه آلیاژ عملاً دیگر تنها فاز α نبوده بلکه شامل مقداری γ نیز خواهد بود. در نتیجه سختی و حد گسیختگی آلیاژ به سرعت بالا رفته و در صد اضافه طول به همان نسبت کم میشود (شکل ۳-۶). جدول شماره ۸-۳ خواص فیزیکی و مکانیکی آلیاژهای دو تائی مس و آلومینیوم را بر حسب مقدار آلومینیوم نشان میدهد.



شکل ۳-۶- تغییرات خواص مکانیکی آلیاژهای مس و آلومینیوم به ازاء افزایش مقدار آلومینیوم

تجربه نشان میدهد که خواص مکانیکی آلیاژ به سرعت سرد شدن نیز بستگی دارد. وجود اتکتوئید در دیاگرام تعادل این تجربه را توجیه میکند. هر قدر سرعت سرد شدن سریع تر باشد خواص مکانیکی به خصوص حد گسیختگی بالا تر خواهد رفت بر اثر سریع سرد کردن از فاز β فاز دیگری بنام β' که یک فاز غیر تعادلی با شبکه کریستالی منشور که اتمها با نظم خاص در آن قرار گرفته اند به وجود می آید. تشکیل این فاز در اثر یک واکنش مارتنزیتی صورت میگیرد [همانند فولادها]. در جدول شماره ۹-۳ عملیات

جدول شماره ۸-۳ خواص فیزیکی و مکانیکی آلیاژهای مس و آلومینیم

علامت اختصار	انالیز	چگالی	هدایت گرما	هدایت الکتریکی	مقاومت به تسلیم	مقاومت کشش	درصد ازدیاد طول	سختی بر نیل	سختی HB	
		g/Cm ^۳	cal/cm.s.°c	m/Ωmm ^۲	Kp/mm ^۲	Kp/mm ^۲	%	۱۰d	۵d	
۱- آلیاژهای نوردی										
AiBz۴	-	۸/۵	۰/۲۸	۱۰	۹ نرم	۳۵	۶۰	۵۵	۷۰	
					سخت ۴۵	۵۰	۲۵	۲۰	۱۲۰	
AiBz۵	-	۸/۳	۰/۲۰	۹	۱۱ نرم	۳۶	۵۵	۵۰	۸۰	
					سخت ۴۵	۵۵	۲۰	۱۸	۱۳۰	
AiBz۹	۸٪Al	۷/۷۵	۰/۱۴	۸	۱۵ نرم	۴۵	۵۰	۴۵	۸۵	
					سخت ۴۵	۵۷	۲۰	۱۵	۱۴۰	
AiBz۹	۹٪Al	۷/۵۲	۰/۱۴	۸	۲۰ نرم	۵۰	۴۵	۴۰	۹۵	
					سخت ۵۰	۶۰	۱۰	۱۲	۱۵۰	
AiBz۱۰Fe	-	۷/۶	۰/۰۶۷	۳-۴	۲۵ نرم	۵۵	۷	۵	۱۲۰	
					سخت ۳۵	۷۰			۱۶۰	
	۱۰٪Al	۴٪Fe	۷/۶	۰/۰۶۷	۳-۴	۲۰ نرم	۵۰	۲۵	۱۲۰	
					سخت ۳۵	۷۰	۷	۵	۱۶۰	
	۸٪Al	۲/۵٪Si	۷/۶	۰/۰۹	۵	۳۲ نرم	۵۵	۱۸	۱۳۵	
	۱٪Mn	۱٪Fe			سخت ۳۵	۶۰	۱۸	۱۵	۱۵۰	
AiBz۱۰Ni	۵٪Ni	۷/۴	۰/۰۹	۴		۴۵	۷۷	۱۰	۸	
۲- آلیاژهای ریخته‌گری										
AiBz۴	-	۸/۵	۰/۲۸	۱۰	۵	۲۶	۴۵	-	۴۵	
AiBz۹	-	۷/۵	۰/۱۴	۸	۶	۴۰	۱۵	-	۹۵	
AiBz۱۰Fe	-	۷/۶	۰/۰۶۷	۳-۴	۲۵	۵۰	۸	-	۱۳۰	
	۱٪Al	۴٪Fe	۷/۶	۰/۰۶۷	۳-۴	۲۰	۴۵	۲۰	۱۰۵	
	۸٪Al	۲/۵٪Si	۱٪Mn	۱٪Fe	۷/۶	۰/۰۹	~۵	۳۰	۴۵	۶
								-	۱۳۰	
AiBz۱۰Ni	۵٪Ni	۷/۴	~۰/۰۶۴	~۴	۲۸	۶۰	۱۰	-	۱۵۰	
AiBz۱۰Ni	۳٪Ni	۷/۴	~۰/۰۶۴	~۴	۲۵	۶۰	۱۵	-	۱۲۰	

حرارتی آلیاژ و تغییرات خواص در اثر عملیات مختلف که سبب فازهای متفاوتی شده نشان داده شده است. و به همین دلیل این آلیاژ برای ریختن اجسام نازک بسیار مناسب است. اکثراً برای آنکه آلیاژها سریع سرد شود از قالب های فلزی استفاده میکنند.

جدول شماره ۹-۳ تغییرات خواص آلیاژ مس و آلومینیوم در اثر سرعت سرد کردن

شبکه کریستالی	افزانه طول [%]	حد گسیختگی Kg/mm ²	حد لاستیک Kg/mm ²	نحوه ریخته گری
$\alpha + B'$	۲۰	۵۰	۲۰	آلیاژ بدون عملیات حرارتی
$\alpha + \gamma$	۹	۴۰	۲۵	آلیاژ تا ۷۰۰ درجه سانتیگراد حرارت داده شده و در کوره سرد شده است.
β'	۲	۸۵	۵۵	آلیاژ تا ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد حرارت داده شده و در آب سرد شده است.

همانطوریکه تشریح شد این آلیاژها را میتوان مورد عملیات حرارتی قرار داد و نتیجه کار همراه با بالا رفتن خواص مکانیکی خواهد بود. مثلاً در مورد یک آلیاژ با ۱۰٪ آلومینیوم اگر آنرا از ۹۰۰ درجه آب داده و سپس مورد یک بازگشت حرارتی در ۵۵۰ درجه قرار دهیم تغییر خواص مکانیکی برقرار زیر خواهد بود.

سختی برینل HB	درصد تغییر شکل پذیری (%)	حد گسیختگی Kg/mm ²
۹۰-۱۰۰	۱۵	۴۰
۱۵۰-۱۷۰	۸-۱۰	۶۰

این آلیاژها را نیز معمولاً بصورت UAx نشان میدهند. U علامت مس و A علامت آلومینیوم و x عددی است که مقدار درصد آلومینیوم را نشان میدهد. آلیاژهای دوتائی مس و آلومینیوم در صنعت مورد استعمال فراوان دارند و مهمترین این نوع آلیاژها برقرار زیراند.

— $UA5$ این آلیاژ دارای خواص عالی چکش خواری در سرما و گرما بوده و مقاومت آن به خوردگی بسیار خوبست و مورد استعمال آن ساختن ورق و تسمه و غیره میباشد.

— $UA10$ این آلیاژ از شبکه α و مقداری γ تشکیل شده است اگر از درجه حرارت بالا آب داده شود شبکه β بدون تغییر در آن باقی می ماند. بازگشت حرارتی آلیاژ باعث میشود که شبکه β تبدیل به $\alpha + \gamma$ شود و در نتیجه فاز γ بصورت بسیار ریز در تمام

سطح آلیاژ پخش شود. این امر باعث میشود که آلیاژ سخت شده ولی شکنندگی آن چندان زیاد نمیشود. و در نتیجه آلیاژ حاصل سخت و باندازه کافی چکش خوار خواهد بود.

این آلیاژ در مقابل آب شور و هوا مقاوم بوده و خورده نمیشود. و در عین حال دارای خواص خوب مکانیکی است.

در اثر عملیات حرارتی حد گسیختگی در این آلیاژها تا 85 Kg/mm^2 و سختی برینل محدود ۲۲۰ میرسد و بطوریکه ملاحظه میشود با فولاد قابل مقایسه است در حالیکه دارای خواص چکش خواری عالی و مقاومت به خوردگی بمراتب بهتری از فولاد معمولی است. ولی بهای آن بسیار گرانتر از فولاد معمولی میباشد. رنگ آلیاژ پلائی و خوش رنگ می باشد و از آن برای ساختن اشیاء تزئینی نیز استفاده میکنند. مورد استعمال آلیاژ در چرخ دنده ها — پیچ تمام گرد محور تلمبه و بدنه تلمبه و قطعات مقاوم به خوردگی میباشد. وجود سایر عناصر در آلیاژهای مس و آلومینیوم خواص مکانیکی آنرا تغییر داده و بطور کلی بالا میبرد. عناصریکه بطور معمول به این آلیاژها اضافه میشوند عبارتند از آهن — نیکل و منگنز که اثرات هر یک از این عناصر در زیر مورد بررسی قرار میگیرد.

الف — آهن — آهن بخوبی در آلومینیوم حل شده و سپس با مس تولید آلیاژ میکند وجود آهن در آلیاژ باعث به تاخیر انداختن تحول $\alpha + \gamma \rightarrow \beta$ شده و و باینابراین سرعت سرد کردن اثر خود را در خواص مکانیکی از دست میدهد، به عبارت دیگر آلیاژ مس و آلومینیوم آهن دار احتیاجی به عملیات حرارتی ندارد و وجود آهن باعث میشود دانه ها بسیار ریز شده و سرعت سرد شدن در اندازه دانه ها اثر چندانی ننماید. مقدار آهن این آلیاژها بستگی به ضخامت جسم و نوع ریختن آن دارد. اگر جسم ضخیم و در قالب ماسه ای ریخته شود مقدار آهن لازم در حدود ۶-۴٪ خواهد بود در حالیکه اگر جسم نازک و یا در قالب فلزی ریخته شود در این صورت ۱٪ آهن کافی است. آلیاژ آهن دار دارای خواص مکانیکی متوسط زیر میباشد.

$$R_m = 50-70 \text{ Kg/mm}^2 \quad HB = 150-250 \quad \delta = 10-28\%$$

اعداد داده شده به میزان آهن آلیاژ و سرعت سرد شدن بستگی دارد.

ب — نیکل — نیکل در مس حل شده و باعث ریز شدن دانه ها میگردد. بطور کلی نیکل باعث بالا رفتن حد گسیختگی میگردد بدون آنکه از مقدار δ بکاهد. نیکل مقاومت به خوردگی آلیاژ را به خصوص در مقابل آب دریا بالا میبرد. مقدار نیکل در این آلیاژها در حدود ۷-۲٪ است. آلیاژهای نیکل دار را میتوان مورد عملیات حرارتی قرارداد. یک آلیاژ ۵٪ نیکل دار در اثر آب دادن و بازگشت حرارتی در ۵۰-۴۰ درجه سانتیگراد دارای سختی در حدود

۲۰۰ برینل و حد گسیختگی در حدود 80 Kg/mm^2 خواهد بود.

ج- منگنز مقدار منگنز در آلیاژهای مس و آلومینیوم در حدود ۲-۲/۰٪ است و گاه ممکن است مقدار آن به حدود ۵٪ نیز برسد.

منگنز اثر مشابهی با نیکل دارد ولی مقاومت به خوردگی این آلیاژها از آلیاژ نیکل دار کمتر است. وجود سایر عناصر اگر بمقدار کم باشد روی خواص آلیاژتائیری ندارد ولی اگر میزان آنها از حد معینی بیشتر باشد اکثراً اثر مضر روی آلیاژ دارد. مثلاً حداکثر میزان قابل قبول سرب در این آلیاژ در حدود ۱ درصد و سیلیسیم در حدود ۵/۰ درصد می باشد.

بطور کلی آلیاژهای مس و آلومینیوم دارای ۱۰٪ آلومینیوم و ۴-۱٪ آهن و ۴-۲٪ نیکل و ۳-۲٪ منگنز هستند. این آلیاژها از نقطه نظر خواص مکانیکی شبیه فولادهای معمولی میباشد. ولی مقاومت به خوردگی در آنها بمراتب بهتر از فولاد است. تهیه آلیاژ مس و آلومینیوم بمناسبت میل ترکیبی شدید آلومینیوم با اکسیژن و تشکیل آلومین بایستی با احتیاط انجام گیرد. آلومین حاصل در اثر اکسیداسیون در آلیاژ باقی مانده و خواص چکش خواری آنرا از بین میبرد لذا باید قبل از ریختن آلیاژ این اکسید را جدا نمود. برای جدا نمودن آلومین معمولاً مقداری کلرور روی و کلرور منگنز به آلیاژ مذاب اضافه نموده و آنرا بهم میزنند این کلرورها باعث جدا شدن آلومین از آلیاژ میگردد.

در هر حال برای آنکه مقدار آلومین در آلیاژ زیاد نباشد بایستی عمل ذوب بسرعت انجام گیرد. چون در سطح آلیاژ مذاب یک قشر آلومین ایجاد میشود که مانع از نفوذ اکسیژن بداخل آلیاژ است لذا آلیاژ مذاب را حتی الامکان نباید بهم زد تا از پاره شدن قشر آلومین محافظ جلوگیری بعمل آید. فاصله حرارتی انجماد آلیاژهای مس و آلومینیوم عملاً بسیار کم بوده و در نتیجه انقباض متمرکز حاصل در جسم ریخته شده نسبتاً عمیق خواهد بود و بایستی تدابیر لازم در این مورد پیش بینی شود.

۳-۳-۴ آلیاژهای مس و نیکل. نیکل کاملاً در مس محلول و دیاکرام تعادل آن کاملاً کلاسیک میباشد و آلیاژ حاصل در هر نسبتی شامل یک فاز است.

اضافه کردن نیکل به آلیاژ باعث میشود که خواص جالب توجهی پدیدار گردد. مهمترین این خواص تغییر انبساط حرارتی آلیاژ با مقدار نیکل است و بدین ترتیب میتوان آلیاژهایی ساخت که انبساط حرارتی آنها کاملاً معلوم و معین باشد. وجود نیکل در آلیاژ باعث سختی شده و آلیاژ سختی خود را تا حرارت های نسبتاً بالا حفظ میکند [تا حدود ۵۰۰ درجه سانتیگراد].

آلیاژهای مهم دوتائی مس و نیکل بقرار زیراند.
 آلیاژ ۳۰-۷۰ این آلیاژ ۳۰٪ نیکل و ۷۰٪ مس دارد. شبکه آلیاژ بصورت α بوده و دارای خواص چکش خواری و مقاومت به خوردگی عالی است.

خواص مکانیکی این آلیاژ به قرار زیر است: (حد گسیختگی R_m)
 $R_m = 45 \text{ Kg/mm}^2$ $HB = 75$ $\delta = 45\%$

یک آلیاژ دیگر از این دو عنصر آلیاژ معروف به Constantan میباشد که ترکیب آن ۵۵٪ مس و ۴۵٪ نیکل است.

شبکه آلیاژ بصورت α بوده و خواص کلی آنرا دارا میباشد مهمترین خاصیت این آلیاژ مقاومت الکتریکی زیاد آن میباشد. مقاومت الکتریکی آلیاژ در حدود $\rho = 49 \times 10^{-6} \Omega \text{cm}^{-1}$ بوده و انبساط طولی آن بسیار نا چیز میباشد.

آلیاژ خواص مکانیکی خود را تا ۵۵۰ درجه سانتیگراد حفظ میکند و در نتیجه میتوان آنرا تا این درجه حرارت گرم نمود بدون آنکه در خواص مکانیکی آن تغییر موثری حاصل شود. مورد استعمال این آلیاژ در ساختن سیم های مقاومت الکتریکی و هم چنین در ساختن پیرومترها می باشد.

آلیاژهای مس و نیکل اکثراً حاوی عناصر دیگری هستند که میتوان آلیاژهای زیر را نام برد.

الف- آلیاژ مس و نیکل آلومینیم دار: این آلیاژ دارای ترکیب زیر است.

$\text{Cu} = 77/5\%$ $\text{Ni} = 19\%$ $\text{Al} = 3\%$ $\text{Mn} = 0/5\%$

شبکه آلیاژ بصورت α بوده و قسابل نورد میباشد. خواص مکانیکی آلیاژ تا ۵۵۰ درجه پایدار بوده و به قرار زیر میباشد.

$R_m = 80 \text{ Kp/mm}^2$ $\delta = 10\%$ $HB = 100$

این آلیاژ مقاومت عالی به خوردگی و در مواردیکه آلیاژ باید در گرما کار کند به کار می برد.
ب- آلیاژ مس و نیکل با آلومینیم و کرم: ترکیب این آلیاژ به قرار زیر است.

$\text{Cu} = 79\%$ $\text{Ni} = 16\%$ $\text{Al} = 3\%$ $\text{Cr} = 2\%$

شبکه آلیاژی از α و β تشکیل شده است و در گرما کاملاً چکش خوار میباشد. این آلیاژ بسیار سخت بوده و در اثر آب دادن و بازگشت در ۶۰۰ درجه سختی آن بحدود ۲۵۵ برینل میرسد. مقاومت به خوردگی آلیاژ در اثر حضور آلومینیم و کرم تشدید شده و بسیار عالی است و مورد استعمال آن در سوپاپ ها و غیره میباشد.

ج- آلیاژ مس و نیکل با قلع: مهمترین مشخصه این آلیاژها سختی آنها میباشد که بحدود ۳۰۰ برینل میرسد.

اگر آلیاژ حاوی کمی سیلیسیم نیز [۵-۱٪] باشد میزان سختی تا ۴۰۰ برینل نیز میرسد مقدار قلع این آلیاژها در حدود ۱۰-۶٪ و نیکل آنها ۵۰-۱۰٪ میباشد.

اگر روی آلیاژ کار انجام شود حد گسیختگی تا 120 Kp/mm^2 میرسد و در این حالت مقدار درصد اضافه طول در حدود ۲٪ خواهد بود این آلیاژ سختی و مقاومت مکانیکی خود را تا ۵۰۰ درجه سانتیگراد حفظ میکند.

تهیه این آلیاژ نسبتاً مشکل تر است زیرا نیکل خاصیت جذب گازها بخصوص گاز CO را دارد و لذا هنگام ذوب در محیط نباید کربن یا گاز CO وجود داشته باشد.

د- آلیاژهای مس و نیکل و روی: این آلیاژها که به ورشو (نقره آلمانی) معروفند دارای ۴۵-۶٪ نیکل بوده و مقدار روی آن ممکن است تا ۴۰٪ برسد ولی در ورشو معمولی مقدار نیکل ۱۹-۲۱٪ و روی نیز ۱۹-۲۱٪ درصد است.

آلیاژ کاملاً در سرما و گرما چکش خوار بوده و دارای جلای زیادی است. خواص مکانیکی آلیاژ بستگی به مقدار نیکل دارد و هر قدر مقدار نیکل بیشتر باشد آلیاژ گرانتز و دارای خواص مکانیکی بهتری خواهد بود.

در صنعت دو نوع ورشو مورد استعمال دارد که نوع A و B معروفست در هر دو نوع مقدار نیکل ۱۸٪ است ولی در اولی مقدار روی ۱۷٪ و در دومی مقدار روی ۲۷٪ میباشد. خواص مکانیکی نوع A بقرار زیر است.

$R_m = 40 \text{ Kg/mm}^2$ $\delta = 40\%$ $HB = 74$ حالت باز پخت شده

$R_m = 52 \text{ Kg/mm}^2$ $\delta = 8\%$ $HB = 150$ حالت کار شده

نوع B معمولاً سخت تر بوده و حد گسیختگی آن در حالت کار شده تا ۱۰۲ Kg/mm^2 میرسد و $\delta = 2\%$ است.

این آلیاژها دارای موارد استعمال فراوان هستند. بصورت ورق و یا فنر و یا برای ساختن رنوستا و غیره بکار میروند.

۳-۳-۳ آلیاژ مس و سیلیسیم: افزایش سیلیسیم به مس باعث میشود که مقاومت آلیاژ به خوردگی بالا برود. مقدار سیلیسیم در حدود ۰/۴٪ است. این آلیاژ در مقابل اسیدها و آمونیاک کاملاً مقاوم است. این آلیاژها دارای خواص مشابه با برنزها هستند ولی قیمت آنها پائین تر و سیالیت خواص و ریخته گری بهتری دارند. به طور کلی اگر مقدار سیلیسیم در آلیاژ کم باشد

[حدود ۱/۰۵-۰/۰۵٪] روی خواص الکتریکی مس رننموده ولی باعث بالا رفتن خواص مکانیکی میگردد. سیلیسیم با نیکل ترکیب بین فلزی بفرمول Ni_2Si میدهد که بطور یکنواخت در مس پخش شده و سختی آلیاژها بحدود ۲۰۰-۱۷۰ برینل میرساند حد گسیختگی این آلیاژ در حدود $70-60 \text{ Kg/mm}^2$ و $\delta = 18-30\%$ است. مقدار نیکل این آلیاژ در حدود ۲٪ و مقدار سیلیسیم در حدود ۰/۶٪ است. ممکن است به آلیاژ کمی هم آهن اضافه نمود در این صورت علاوه بر Ni_2Si مقداری Fe_3Si هم در آلیاژ وجود دارد که باعث بهتر شدن خواص مکانیکی میشود.

این آلیاژها را باید آب داد تا ترکیب بین فلزی بطور یکنواخت در آن پخش شود و سپس با عمل بازگشت تنش داخلی آلیاژها از بین برد تا خواص عالی مکانیکی ظاهر گردد.

۶-۳-۳- آلیاژهای مس و بریلیم: وجود مقدار کمی از بریلیم در مس باعث میشود که خواص مکانیکی فلز حاصل کاملاً متفاوت با مس شود. مقدار بریلیم اضافه شده به مس همواره از ۲٪ بیشتر و از ۵/۲٪ کمتر است. زیرا اگر مقدار بریلیم از ۲٪ کمتر باشد عملاً اثری روی خواص مکانیکی ندارد و اگر مقدار آن از ۵/۲٪ تجاوز کند آلیاژ شکننده میشود. خواص مکانیکی آلیاژ بستگی به عملیات حرارتی در روی آن دارد. معمولاً آلیاژها گرم نموده و در روی آن کار انجام میدهند و سپس آلیاژها آب داده و با یک بازگشت حرارتی عملیاتی حرارتی را تکمیل میکنند. بسته به درجه حرارت بازگشت و مقدار کار انجام شده در روی آلیاژ خواص مکانیکی متفاوت خواهد بود.

جدول زیر خواص مکانیکی یک آلیاژ با ۳/۲٪ بریلیم را در حالات مختلف نشان میدهد. در حالت اول روی آلیاژ عمل بازپخت بطور کامل انجام شده است.

در حالت دوم روی آلیاژ در ۱۰۰ درجه حرارت کار انجام شده و سپس آلیاژها آب داده و عمل بازگشت بمدت ۴ ساعت در ۳۱۰ درجه سانتیگراد انجام شده است. در حالت سوم عملیات قبلی روی آلیاژ انجام شده ولی مدت بازگشت یکساعت و در ۳۶۰ درجه سانتیگراد بوده است.

نوع عملیات حرارتی	حد گسیختگی Kg/mm^2	در صد اضافه $\delta\%$	سختی HB
حالت اول	۵۵	۴۰	۱۰۰
حالت دوم	۱۵۰	۱	۳۸۰
حالت سوم	۱۲۸	۴	۳۶۰

آلیاژ در حالت باز پخت شده در سرما و گرما چکش خوار می‌باشد. مورد استعمال آلیاژ در مواقعی است که احتیاج به فلزی باشد که در هنگام ساختن جسم مورد نظر نرم و چکش خوار بوده و پس از ساختن جسم با انجام عملیات معینی بتوان آنرا سخت نموده و جسم ساخته شده خواص عالی مکانیکی داشته باشد. از مشخصات مهم دیگر آلیاژ مقاومت عالی آن به خوردگی در مقابل هوا می‌باشد.

هدایت الکتریکی آلیاژ در حدود ۳۵٪ مس خالص است و از این خاصیت در صنایع الکتریکی هنگامیکه به فلز با خواص مکانیکی عالی و هدایت خوب احتیاج دارند استفاده میکنند. اضافه کردن کبالت به آلیاژ باعث میشود که خواص مکانیکی همانطور عالی باقی بماند در حالیکه هدایت الکتریکی بهتر میشود.

اضافه نمودن نیکل باعث میشود که خواص مکانیکی و خاصیت هدایت الکتریکی بهتر شود. مثلاً آلیاژ با ترکیب زیر؛

نیکل ۰/۸٪، بریلیم ۲٪، مس ۹۷/۲٪ در اثر آب دادن و بازگشت داری خواص مکانیکی زیر خواهد بود. حد گسیختگی $85-90 \text{ Kg/mm}^2$ و ۱۵-۱۰ درصد اضافه طول و هدایت الکتریکی آلیاژ در حدود ۵۰٪ مس است. در آلیاژهای مس و بریلیم اضافه نمودن نیکل یا کبالت باعث میشود که ترکیب بین فلزی بین بریلیم و نیکل و یا کبالت بوجود آید و در نتیجه عملیات حرارتی در توزیع این ترکیب بین فلزی و خواص مکانیکی آلیاژ کاملاً مؤثر بوده و مورد لزوم است.

این آلیاژها در ساعت سازی دقیق برای ساختن رقاصک ساعت و فنربکار می‌رود و چون خاصیتی مغناطیسی ندارد لذا بر فولادهای مشابه کاملاً برتری دارد.

۷-۳-۳- آلیاژ مس و نقره و یا تلور:

اضافه نمودن کمی نقره یا تلور به مس در هدایت الکتریکی آن اثر چندانی نمی‌کند. مثلاً اگر ۰/۶٪ تلور در مس داشته باشیم هدایت الکتریکی آن ۹۸٪ مس خالص خواهد بود. نقره نیز اثری مشابه با تلور دارد.

این عناصر اثری روی خواص مکانیکی مس نیز ندارند و مهمترین خاصیت آنها بالا بردن درجه حرارت تبلور مجدد مس است.

مس بسیار خالص در اثر کار و ۱۰۰ درجه سانتیگراد حرارت دو مرتبه متبلور شده و نرم میشود ولی اگر مس حاوی ۰/۵٪ نقره باشد درجه حرارت تبلور مجدد آن در حدود ۳۵۰-۳۰۰

درجه سانتیگراد خواهد بود.

لذا سیمهائی که با انجام کار در روی آنها خواص مکانیکی را بالا برده اند برای حفظ این خواص مکانیکی در حرارت‌های ۲۰۰-۳۰۰ درجه سانتیگراد باید در ترکیب خود مقدار کمی نقره و یا تلور داشته باشند.

فصل چهارم

سنگهای مس و پرعیار کردن آنها

سنگهای معدنی مس :

مس حدود 5×10^3 در صد پوسته زمین را تشکیل میدهد و مقدار آن در آب دریاها در حدود 3×10^7 در صد میباشد که در نتیجه قشر زمین برای استخراج مس مناسبتر است. مس به سه صورت در طبیعت یافت میشود که عبارتند از:

سنگهای اکسیده

سنگهای سولفوره.

مس طبیعی

۱- سنگهای اکسیده :

سنگهای اکسیده بیشتر در سطح قشر زمین وجود دارند و تغییرات جوی و فعل و انفعالاتی که در طبیعت صورت میگیرد باعث میشود که سنگهای سولفوره تبدیل به سنگهای اکسیده شوند که بیشتر از کربنات طبیعی، اکسیدها، سولفاتها و گاه سیلیکاتها تشکیل شده اند. مهمترین این سنگها در (جدول ۱-۴) معرفی شده اند (شکل ۴).

جدول شماره ۱-۴ مهمترین سنگهای اکسیده.

وزن مخصوص	شبکه کریستالی	مقدار در صد مس	فرمول شیمیائی	سنگهای اکسیده
۶/۱۵	مکعب	۸۸/۸	Cu_2O	کوپریت Cuprite
۶/۴	مونو کلینیک	۷۹/۹	CuO	تنوریت Tenorite
۳/۸	مونو کلینیک	۵۵/۳	$Cu_2(OH)_2(CO_3)_2$ یا $2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	ازوریت Azurite
۴/۰	مونو کلینیک	۵۷/۵	$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	مالاکیت Malachite
۴/۰	مونو کلینیک	۵۶/۲	$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	بروکانتیت Brochantite
۲/۲ - ۲/۳	تری کلینیک	۲۵/۵	$CuSO_4 \cdot 5H_2O$	کالکانتیت Chalkantite
۱/۹ - ۲/۳	امورف	۳۰ - ۳۶	$CuSO_4 \cdot 2H_2O$	کریوکال Chrysocolla

۲- سنگهای سولفور:

سنگهای سولفور بر عکس سنگهای اکسید پائین تر و در عمق بیشتری از قشر زمین قرار گرفته اند. قسمت اعظم سنگهای مس را سنگهای سولفور تشکیل میدهند مهمترین این سنگها در جدول ۲-۴ گزارش شده اند (شکل ۴).

جدول شماره ۲-۴ مهمترین سنگهای سولفور

وزن مخصوص	شبکه کریستالی	مقدار در صد مس	فرمول شیمیائی	سنگهای سولفور
۵/۵ - ۵/۸	ارتورومبیک	۷۹/۹	Cu_2S	کلکوزیت Chalcosite
۴/۷	هگزاگونال	۶۶/۵	CuS	کولیت Covellite
۴/۱ - ۴/۳	تتراگونال	۳۴/۶	$Cu Fe S_4$	کالکوپیریت Chalcoprite
۴/۹ - ۵/۳	تتراگونال	۵۵/۵ - ۶۹/۷	Cu_5FeS_4	بورنیت Bornite
۴/۴ - ۴/۵	ارتورومبیک	۴۸/۴	Cu_3AsS_4	انارژیت Enargite

۳- مس طبیعی:

مس گاهی به صورت آزاد در طبیعت یافت میشود. اغلب این مس به صورت دانه های ریز در داخل کنگلومرا یافت میشود. گاهی نیز قطعات بزرگ در کانادا یافت شده است. چنین مسی حتی تا درجه خلوص ۹۹/۹۲ در صد میتواند وجود داشته باشد.

۴- معادن مس:

معادن مس در دنیا به صورت های روباز و زیرزمینی وجود دارند که امروزه ۵۰ در صد مس دنیا از معادن روباز استخراج میگردند مشروط بر اینکه حداقل مس موجود در سنگ معدن حدوداً ۰/۴ درصد باشد. از معادن مس زیرزمینی نیز که حداقل ۰/۷ در صد مس داشته باشد در صورت اقتصادی بودن استخراج به عمل می آید. مهمترین معادن مس دنیا عبارتند از:

در قاره آمریکا :

آمریکای شمالی : معادن اریزونا Arizona ، نیومکزیکو New Mexico ، مونتانا Montana ، نوادا Nevada ، میشیگان Michigae در کانادا (انتاریو Ontario کوبک Quebec ، بریتیش کلمبیا British Colombia ، مونتویبا - Monitoba) . در مکزیک (سونورا Sonora)

آمریکای جنوبی :

معادن شیلی ، پرو و برزیل .

در قاره آسیا :

معادن ایران : (مس سرچشمه) ، روسیه شوروی : (قزاقستان ، ازبکستان ، سیبری - شمالی ، ترانس بایکالین) ، ژاپن ، فیلیپین ، اندونزی

در قاره آفریقا :

معادن زئیر (کاتانگا) ، زامبیا ، رودزیا ، اوگاندا ، آفریقای جنوبی و آفریقای جنوب غربی .

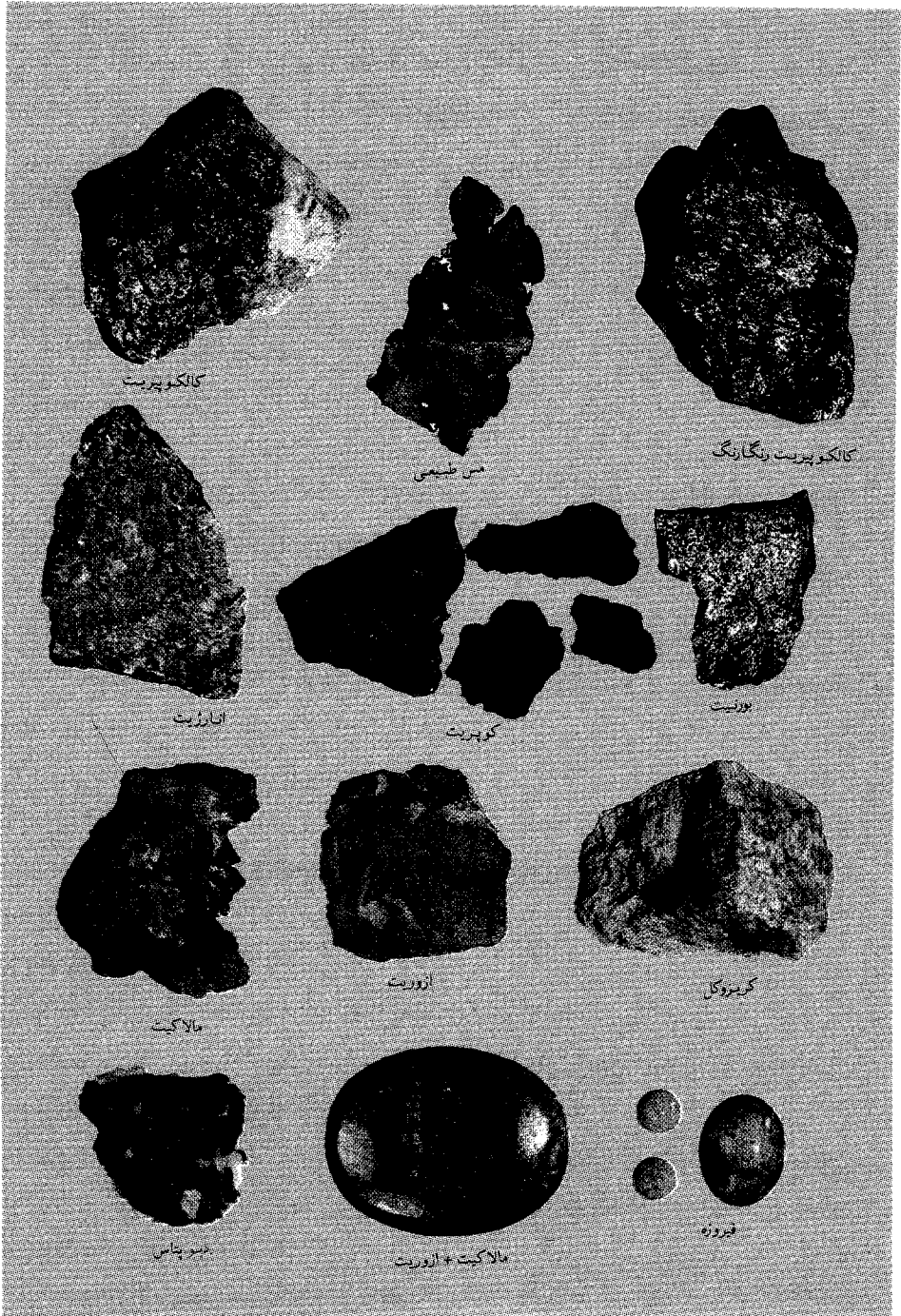
در قاره استرالیا :

معادن کوئینزلند Queensland و باگین ویل Bougonville

در قاره اروپا :

لهستان ، یوگسلاوی (معادن بون) ، اسپانیا ، نروژ ، سوئد و فنلاند .
میزان تولید معادن مس در کشورهای مهم جهان با در نظر گرفتن مجموع تولیدات در سطح جهان از سال ۱۹۸۱ تا نیمه اول ۱۹۸۸ در جدول ۳-۴ اعلام شده است .
مقدار تولید مس در جهان در سال ۱۷۰۰ حدوداً ۹۰۰۰ تن مس بوده و در سال ۱۹۷۵ این مقدار به حدود ۷ میلیون ۳۰۰ هزار تن و بمرور افزایش یافته و امروزه نزدیک به ۸ میلیون تن و بیشتر تولید میگردد (جدول شماره ۳-۴) .

در ایران مس در بسیاری از نقاط کشور وجود دارد و میزان مس ایران در سال ۱۳۵۳ در



شکل (۴): مهمترین سنگهای معدنی مس

حدود ۹/۲ میلیون تن مس تخمین زده شده ولی امروزه با توجه به حفاری های جدید تنها میزان ذخیر کل معدن سرچشمه به ۱۲۲۳ میلیون تن سنگ مس با عیار ۶۹٪ درصد تخمین زده شده که در طی ۲۰ سال ۳۶۶ میلیون تن آن با عیار ۱/۲ درصد مس استخراج خواهد گردید شکل (۱-۴ و ۲-۴) مهمترین معادن مس ایران در جدول ۴-۴ نشان داده شده است.

عیار قابل استخراج :

از اوایل قرن بیستم که سنگهای مس با عیار حدود ۵-۴٪ قابل استخراج منظور شده تا کنون عیار مس قابل استخراج بطور منظم کاهش یافته است وجود عناصر همراه که اکثراً مفید بوده و بر ارزش اقتصادی کانی می افزایند روی عیار قابل استخراج اثر کرده و سنگهای کم عیارتری را قابل استخراج اقتصادی نموده اند. بعنوان مثال در کنگو سنگهای مس با عیار ۲۵٪ به علت داشتن کمی اورانیم قابل استخراج هستند به طور کلی عیار قابل استخراج مس در دنیا در معادن روباز در حدود ۴٪ و در معادن زیر زمینی در حدود ۷٪ است که بستگی به میزان و بسیاری شرایط دیگر از قبیل حمل و نقل، وضعیت جغرافیائی، آب و هوا ارزش انرژی و میزان عناصر مفید دیگر در آن دارد. در معادن مس سرچشمه ایران عیار قابل استخراج ۱/۱۸٪ گرفته شده است اکثر سنگهای مس حاوی مقداری طلا و نقره می باشند. مقدار نقره در این سنگها ۳۰-۱ گرم در تن بوده و مقدار طلا بطور معمول ۵/۰ - ۱/۰ گرم در تن است که گاهی تا ۳-۲ گرم در تن نیز میرسد. سنگهای معدنی مس غالباً حاوی سایر فلزات مانند سرب و کادمیم است و در مقادیر کمتر حاوی نیکل و کبالت نیز می باشد.

جدول شماره ۳-۴ آمار تولید معادن مهم مس دنیا (ارقام به هزار تن)

سال	آمریکا	شیلی	شوروی	کانادا	زامبیا	ژنر	برو	لهستان	فیلیپین	استرالیا	مکزیک	آفریقای جنوبی
۱۹۸۱/۸۲	۱۳۳۹	۱۱۶۱	۱۱۶۰	۶۶۲	۵۵۸	۵۰۴	۳۴۲	۳۴۲	۲۹۸	۲۳۹	۲۳۵	۲۰۹
۱۹۸۳	۱۰۳۸	۱۲۵۷	—	۶۲۵	۵۶۳	۵۳۵	۳۲۲	—	۲۸۷	۲۵۶	۲۰۶	۱۱۲
۱۹۸۴	۱۰۸۲	۱۲۹۱	—	۷۰۳	۵۷۶	۵۰۱	۲۶۵	—	۲۷۰	۲۳۶	۱۸۹	۲۱۰
۱۹۸۵	۱۱۰۶	۱۳۵۶	۱۰۳۰	۷۳۰	۵۲۰	۵۰۲	۳۸۵	۴۳۲	۲۲۶	۲۶۱	۱۷۹	۲۰۴
۱۹۸۶	۱۱۵۰	۱۴۰۰	—	۷۴۰	۴۹۲	۴۷۹	۴۸۶	—	۲۲۳	۲۴۹	۱۸۲	۲۰۶
۱۹۸۷	۱۳۱۰	۱۴۱۵	—	۸۰۷	۴۳۸	۴۸۰	۴۱۰	—	۲۲۵	۲۳۵	۱۸۲	۲۰۰
۱۹۸۸ (نیمه اول)	۶۹۲	۷۳۸	—	۳۹۶	۲۱۹	۲۴۰	۲۰۵	—	۱۱۵	۱۱۰	۹۱	۹۲
سال	چین	گینه نو	بوگسلاوی	سوئد	اندونزی	ایران	ژاپون	هندوستان	ترکیه	نامیبیا	مجموع تولید سطح جهان + سایر کشور	
۱۹۸۱/۸۲	۱۸۵	۱۶۸	۱۱۵	۵۳	۶۹	—	۵۱	۲۵	۲۵	۴۷	۸۲۵۵	
۱۹۸۳	—	۱۸۳	۱۱۰	—	۶۳	—	۴۶	۳۰	۲۴	۵۱	۸۱۰۰	
۱۹۸۴	—	۱۹۴	۱۱۶	—	—	—	۴۲	۳۵	۲۶	۴۹	»	
۱۹۸۵	۱۹۰	۱۷۵	۱۴۳	۹۲	۸۹	۵۰	۴۳	۴۸	۲۴	۴۸	»	
۱۹۸۶	—	۱۷۹	۱۱۷	۹۱	۱۰۱	۴۸	۳۵	۴۹	۲۴	۴۶	»	
۱۹۸۷	—	۲۱۸	۱۴۰	۹۱	۱۰۷	۴۸	۳۰	۵۴	۲۹	۴۷	»	
۱۹۸۸	—	۹۶	۷۰	۴۳	۶۲	۲۴	۱۵	۲۷	۱۹	۲۳	»	
نیمه اول											۲۴۴۷	

جدول شماره ۴-۴ مهمترین معادن مس ایران

میزان تخمین زده شده به تن	معدن	منطقه
۳۷۰۰۰۰ ۱/۵ درصد مس	مزرعه	آذربایجان ناحیه اهر
۱۰۰۰۰۰۰ ۲ درصد مس	بايچه باغ	آذربایجان جنوبی ناحیه زنجان
۲۲۰۰۰۰ ۰/۳ درصد مس ، ۶/۵ درصد روی و ۴/۵ درصد سرب	زه آباد	سلسله جبال غربی اهر
۲۵۰۰۰ ۳ درصد مس	شريف آباد	ماين همدان و كاشان ناحیه اردستان
۵ ميليون تن ۰/۵ درصد مس	تالمسی و مسكنی	ناحیه انارك
۱/۵ ميليون تن ۱/۵ درصد مس	لبكال ، اسپاريو معدن بزرگ ، دامن چالها	سلسله جبال شرقی البرز
۵۰۰۰۰ ۲ درصد مس ۱/۵ درصد روی و ۱ درصد سرب	تكنار	شمال خراسان
۲ ميليون تن ۵ - ۶ درصد مس	قلعه زری	جنوب خراسان
۱۲۳۳ ميليون تن با عيار ۰/۶۹ درصد مس	سرچشمه شکل ۱-۴ بزرگ ترین معدن ایران	كرمان
۱/۱ ميليون تن ۱/۵ درصد مس		كرمان
۳ ميليون تن ۱/۶۷ درصد مس	چهارگنبد	كرمان
۲۵ ميليون تن ۱/۳ - ۱ درصد مس	ميدوك	كرمان
۶/۵ ميليون تن ۰/۷۱ درصد مس ۱۸/۵ ميليون تن ۰/۴۶ درصد مس	ايچو	كرمان
۸۰ ميليون تن ۰/۴ درصد مس	كوه هنزا ، كوه لاله زار برسمن	كرمان
۱۵ ميليون تن ۱ درصد مس	علی آبار ، دره سرشت	كرمان

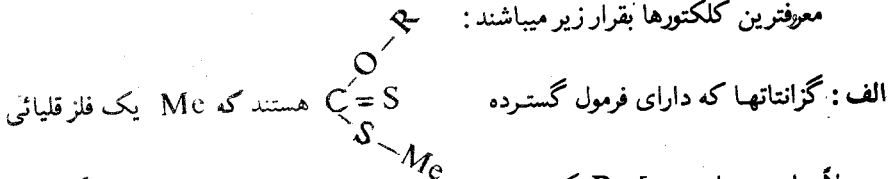
۵- پر عیار کردن سنگهای مس :

استخراج فلز مس از سنگهای معدنی آن بستگی به نوع سنگ معدن، بهای انرژی الکتریکی و عیار سنگ معدنی دارد. اکثراً سنگهایی که استخراج می شوند دارای عیار پائین هستند لذا انجام عملیاتی که به «پر عیار کردن سنگهای معدنی» معروفست روی این سنگها لازم میباشد. برای پر عیار کردن سنگهای معدنی مس روشهای مختلفی وجود دارد که متداولترین آنها روش فلوتاسیون میباشد و عملاً قسمت عمده مس استخراج شده از معادن با این روش پر عیار میشوند.

فلوتاسیون :

فلوتاسیون بر اساس جذب انتخابی هوا توسط سطح جامدی که در یک مایع غوطه ور بوده و این سطح توسط معرفهای فلوتاسیون قبلاً مورد یکسری از عملیات قرار گرفته است قرار دارد. مخلوط مواد جامد و آب که به آن مقدار کمی از معرفهای فلوتاسیون اضافه شده است از داخل سلولهایی که به شدت بهم زده شده و حباب هوا بداخل آن دمیده میشود عبور میکند و در نتیجه سطوح جامدی که توسط معرفهای فلوتاسیون مورد عمل قرار گرفته و فیلمی از معرف روی آنرا پوشانده و سطح آنرا آبران (هیدرو فوب) کرده است جذب حباب هوا کرده و شناور میگردد معرفهایی که روی سطح ذرات تشکیل فیلم میدهند کلکتور مینامند. کلکتورها مواد آلی و معمولاً با یک ملکول بزرگ هستند که به انواع مختلف تقسیم میشوند و هر یک دارای خاصیت تشکیل فیلم بر روی سطوح جدید معینی هستند و بدین ترتیب هر کلکتور روی گانه خاص با ترکیب شیمیائی و با شبکه بلوری معینی تشکیل فیلم داده و سطح آنرا آماده برای جذب حباب هوا میکند و سایر ذرات که کلکتور روی آنها فیلمی تشکیل نداده است فاقد خاصیت جذب حباب هوا بوده و در نتیجه شناور نخواهد شد و بدین ترتیب میتوان ذرات خاصی را از یک مجموع ذرات شناور کرده و جدا کرد.

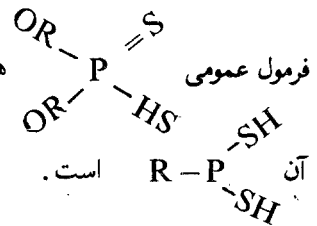
معرفترین کلکتورها بقرار زیر میباشد :



[معمولاً پتاسیم یا سدیم] و R یک ریشه زنجیری است هر قدر ریشه زنجیری بزرگتر باشد خاصیت کلکتور قویتر خواهد بود. این کلکتورها بر روی سولفورهای فلزی تشکیل فیلم داده و آنرا شناور میکنند.

ب: مشتقات آلی فسفر که بنام تجارتي Aerofloat معروف میباشد و دارای

هستند در بعضی از این ترکیبات فسفر سه ظرفیتی بوده و فرمول



این کلکتورها اکثراً روی سولفورهای فلزی بصورت انتخابی اثر کرده و بعضی از آنها را شناور میکنند در حالیکه روی سایر سولفورها تقریباً بدون اثر میباشند.

ج: تیوکاربانیلیدها که بفرمول عمومی $\text{S}=\text{C}-\text{NH}-\text{R}$ میباشند و R اکثراً یک هیدرو

کربور حلقوی است این کلکتورها نیز روی سولفورهای فلزی بصورت انتخابی اثر میکند و مثلاً کلکتور میتواند از مخلوط سولفورهای سرب روی آهن [گالن - پلند - پیریت] فقط روی گالن فیلم تشکیل داده و آنرا شناور کند.

د: اسیدهای چرب و صابونها این کلکتورها برای شناور کردن اکسیدهای فلزی بعضی از ترکیبات سیلیکات ها و فسفات ها بکار میرود.

ه: کلکتورهای کاتیونیک: این کلکتورها دارای فرمول عمومی به دو صورت $\text{R}-\text{NH}_2$ و

میباشند و برای شناور کردن کانی های غیر فلزی و املاح بکار

$$\text{R}-\text{C} \begin{array}{l} \text{=O} \\ \text{-NH}_2 \end{array}$$

میروند امروزه تحقیقات بر روی کلکتورها دامنه وسیعی پیدا کرده و در صنعت انواع و اقسام کلکتور ساخته میشود که هر یک از آنها بر روی کانه خاصی عمل کرده و باعث شناور شدن آن میشود شرایط کار مانند pH محیط ، شدت بهم زدن ، زمان تماس کلکتور با ذرات ، ابعاد ذرات ، درجه حرارت و وجود ناخالصی ها و املاح موجود در آب ، در شناور شدن ذرات نقش اساسی دارد و در هر مورد با تجربه های آزمایشگاهی میتوان شرایط کار و کلکتور مناسب را برای شناور کردن یک کانه بدست آورد.

در فلوتاسیون معرفهای دیگری نیز بکار برده میشود که عبارتند از :

— کف ساز : که باعث پایدار شدن حباب هوا میشوند در حقیقت کف سازها پایدار کردن حباب هوا را توسط کم کردن کشش سطحی آب انجام میدهند.

— رسوب دهنده ها : کانیهای که دارای یک ترکیب شیمیائی هستند اکثراً دارای خواص مشابه برای جذب کلکتور و تشکیل فیلم نیز میباشند برای فلوتاسیون انتخابی اگر کلکتور

مناسبی و خاصی برای یک سولفور فلزی وجود نداشته باشد میتوان از موادی استفاده کرد که بنام رسوب دهنده‌ها معروفند این مواد با تشکیل فیلم در روی بعضی از کانه‌ها مانع جذب کلکتور توسط سطوح این کانه‌ها میشوند و عمل این مواد میتواند یک اثر شیمیائی در روی سطح باشد.

— تقویت کننده‌ها: این مواد بر روی سطوحی که فاقد خاصیت جذب کلکتوری هستند تشکیل فیلم داده و سطح را آماده جذب کلکتور میکنند مثلاً در بین این مواد از سولفور سدیم میتوان نام برد. اضافه کردن سولفور سدیم به کانیهای اکسیدی فلزی باعث تشکیل یک فیلم سولفور در روی سطح این کانیها میگردد و چون فلوتاسیون براساس خواص سطحی ذرات عمل میکند این ذرات مانند سولفورها جذب کلکتور کرده و با جذب بعدی حباب هوا شناور میشوند.

— بالاخره در فلوتاسیون معرفهای دیگری نیز بکار برده میشود که بعضی از آنها روی شناور شدن مجدد ذرات راسپ شده قبلی و یا جدا کردن نرمة‌ها از روی سطوح و غیره موثر بوده و در راندمان و کارائی فلوتاسیون اثری مهم دارند.

سنگهای معدن مس اگر به صورت سولفور باشند دارای خاصیت عالی شناور شدن بوده و اکثراً به آسانی توسط گزانتاتنها شناور میشوند و اگر هدف شناور کردن سولفور مس از سایر سولفورهای فلزی باشد فلوتاسیون انتخابی با کار برد مواد رسوب دهنده‌ها برای سایر سولفورها میتواند راه حل مناسبی باشد. معمولاً سولفورهای مس به مقادیر کم سیانور سدیم در محیط [کمتر از ۵۰ گرم بازای هر تن] حساس نبوده و در حضور این مقدار سیانور قادر به شناور شدن هستند در حالیکه سولفورهای روی و آهن در مجاورت مقادیر کم سیانور اکثراً قادر به شناور شدن نبوده و بدین ترتیب میتوان سولفور مس را از آنها جدا کرد در این شرایط سولفور سرب نیز همراه با سولفور مس شناور خواهد شد. برای جدا کردن این دو سولفور از یکدیگر یاباید با کار برد بیشتر سیانور سدیم سولفور مس را مانع از شناور شدن شد و یا با کار برد راسب کننده‌های سولفور سرب ترکیب اخیر را جدا کرد. در هر حال با تجربه‌های آزمایشگاهی میتوان شرایط و کلکتور مناسب و مقدار مصرف آنها را تعیین کرد. سنگهای معدنی مس بصورت اکسیده یا کربناته از نظر شناور شدن مشکل بوده و پیدا کردن راه حل‌های مناسب برای شناور کردن آنها در هر مورد مستلزم بررسی‌های بیشتر آزمایشگاهی است. کار برد معرف‌هایی که خواص سطحی را تغییر میدهند [مانند سولفور سدیم و غیره] اصول اولیه این بررسی‌ها را برای شناور کردن اکسیده‌های مس تشکیل میدهد. بطور کلی نتایج حاصل از بررسی بر روی یک سنگ معدن اکثراً بر روی سنگ معدن دیگر با همان ترکیب شیمیائی قابل پیاده کردن نبوده و تغییرات

فیزیکی و منیرالوژیکی سنگ از قبیل توزیع کانه، ناخالصیهای موجود در سنگ معدن و املاح و ترکیب گانگ و غیره میتواند روی فلوتاسیون اثرات مهمی داشته باشد و این عوامل بخصوص در مورد کانیهای اکسیده بیشتر موثر میباشند که جز با بررسی های آزمایشگاهی در هر مورد خاص نمیتوان آنها را حل کرد.

در هر حال روش فلوتاسیون نسبت به سایر روشهای فیزیکی دارای مزایائی است که میتواند بشرح زیر خلاصه شود.

- ۱- سنگهای بسیار فقیر با عیار کمتر از ۵/۰ درصد را میتوان با راندمان و ضریب پر عیار کردن بالا پر عیار کرد در حالیکه این عمل توسط روشهای فیزیکی عملاً ممکن نیست.
- ۲- اختلاف وزن مخصوص و یا سایر خواص فیزیکی بین کانه و گانگ سنگ معدن اثر عمده ای نداشته و با شناور کردن یکی از آنها میتوان این دو ترکیب را از یکدیگر جدا کرد.
- ۳- ضریب بازیابی و هم چنین عیار کانه در این روش بالاتر از طرق فیزیکی میباشد.
- ۴- چنانچه سنگ معدن شامل چند ترکیب با ارزش باشد با این روش میتوان آنها را با راندمان و ضریب پر عیار کردن کافی از یکدیگر جدا کرد.

در مقابل این مزایا باید متذکر شد که طریقه فلوتاسیون یک روش گران بوده و اگر ظرفیت و حجم کار از مقدار معینی کمتر باشد کار برد آن مقرون به صرفه نخواهد بود در حالیکه کار برد روش های فیزیکی عملاً مستقل از حجم کار بوده و ظرفیت در کار این روش ها تاثیر چندانی ندارد. ضمناً سرمایه لازم برای فلوتاسیون چندین برابر سرمایه گزاری روش های فیزیکی است.

پر عیار کردن فوآیندی است چند گانه و از قسمت های مختلف تشکیل شده که میتوان آنرا به سه قسمت تقسیم کرد:

— سنگ شکن ها .

— آسیاها

— فلوتاسیون .

— شکستن سنگ شامل انواع سنگ شکن ها بوده و هدف از شکستن کوچک کردن اندازه سنگ ورودی میباشد بطور کلی سنگ شکن ها دارای ضریب خرد کردن محدود بوده و در عمل اگر ابعاد سنگ ها بزرگ باشد باید چند سنگ شکن را بصورت سری قرار داد تا در نهایت ابعاد سنگ به حدود مورد نظر و کار در آسیاها در آید .

در ظرفیت های بزرگ اکثراً سنگ شکن های ثانویه را به طور موازی هم قرار میدهند

عوامل مختلفی مانند سختی، شکل تبلور، حالت سطحی و خلل فرج و شکاف های موجود در سنگ در شکستن دخالت میکند که برحسب این عوامل مقدار مصرف انرژی تعیین میشود. معمولاً سنگ شکن های آخر را در مسیر بسته با یک غربال قرار میدهند که بار خروجی سنگ شکن روی غربال ریخته و ذراتی که دارای ابعاد مطلوب هستند جدا شده و ذرات درشت به سنگ شکن باز میگردند و بدین ترتیب حداکثر ابعاد بار خروجی قسمت سنگ شکن محدود میگردد.

— قسمت نرم کردن شامل انواع آسیاها بوده و متداولترین این آسیاها آسیای گلوله ای میباشد بر حسب ظرفیت معمولاً چند دستگاه آسیا بصورت موازی کار میکنند در بعضی از کارگاه های پر عیار کردن اگر منظور نرم کردن بسیار زیاد باشد آسیای میله ائی و سپس آسیای گلوله ای را بطور سری قرار میدهند معمولاً آسیاها در مسیر بسته با یک سیکلون یا کلاسیفایر قرار دارند که بار خروجی وارد این دستگاه های جدا کننده میشود ذراتی که دارای ابعاد مطلوب هستند جدا شده و به قسمت پر عیار کردن میروند و ذرات درشت تر به آسیا باز میگردند و بدین ترتیب میتوان از نرم شدن زیاد از حد ذرات جلوگیری کرد (شکل ۳-۴).

قسمت شکستن و نرم کردن سنگ پر هزینه ترین قسمت کارگاه پر عیار کردن از نظر انرژی میباشد مثلاً بیش از ۷۰٪ انرژی مصرفی کارگاه در این دو قسمت مصرف میشود و هم چنین بیش از نیمی از هزینه نیز صرف این دو قسمت میشود.

بطور کلی برای شکستن یک سنگ نیمه سخت حدود ۴-۵/۲ و برای نرم کردن آن حدود ۳۰-۱۰ کیلووات انرژی بازای هر تن سنگ مصرف میشود.

مصرف انرژی بستگی به نوع سنگ شکن و آسیا و ابعاد ورودی به این دستگاهها و ابعاد خروجی آنها و بالاخره عوامل بسیاری از قبیل خواص فیزیکی سنگ و غیره دارد. باید دانست که راندمان انرژی در داخل آسیاها بسیار کم بوده و معمولاً از حدود ۱٪ تجاوز نمیکند به عبارت دیگر فقط ۱٪ انرژی وارد شده به آسیا صرف نرم کردن سنگ میشود و بقیه آن بصورت انواع انرژی ها از جمله گرما تلف میشود.

— قسمت سوم کارگاه پر عیار کردن شامل انواع اقسام دستگاههای پر عیار کردن میباشد این دستگاهها را به دو دسته دستگاههای فیزیکی و فیزیکوشیمیائی تقسیم میکنند. در دسته اول انواع اقسام دستگاهها مانند میزها و جیگ ها و دستگاههای مغناطیسی و الکترو استاتیکی و دستگاههای جدا کردن با محلول سنگین قرار دارند. روش های فیزیکی جدا کردن بر مبنای خواص فیزیکی سنگهای معدنی از قبیل

رنگ، خواص مغناطیسی و الکتریکی و بخصوص وزن مخصوص قرار دارد برای جدا شدن ذرات کانه از گانگ باید تا حد امکان این دو نوع ذرات از یکدیگر جدا باشند بعبارت دیگر درجه آزادی ذرات باندازه کافی بالا باشد و از طرف دیگر باید خواص فیزیکی این دو ذره با یکدیگر اختلاف بیشتری داشته باشد از آنجائیکه اکثراً این روش‌ها بر اساس وزن مخصوص کار میکنند باید اختلاف وزن مخصوص گانگ با کانه زیاد باشد و یا آنکه بین خواص مغناطیسی یا الکتریکی ترکیبات مختلف موجود در سنگ معدن اختلاف بسیار وجود داشته باشد.

هر قدر درجه آزادی سنگ معدن بیشتر بوده و اختلاف خواص فیزیکی نیز نمایان‌تر باشد عمل پرعیار کردن بطرق فیزیکی کاملتر خواهد بود در هر حال ضریب پرعیار کردن روش‌های فیزیکی بجز در بعضی حالات استثنائی چندان بالا نبوده و این روش‌ها اکثراً در ظرفیت‌های کم کاربرد دارند. مشخصه کلی این روش‌ها هزینه و سرمایه‌گذاری کم میباشد که در نتیجه برای کارگاه‌های کوچک بسیار مناسب است.

در دسته دوم روش‌های پرعیار کردن فیزیکوشیمیائی روش فلوتاسیون قرار دارد اساس طریقه فلوتاسیون بر جذب بعضی از مواد آلی که بنام کلکتور نامیده میشود در سطح ماده معدنی برقرار است مخلوط کردن سنگ معدن با کلکتور باعث میشود که فیلمی از کلکتور بر سطح کانه تشکیل شود و سپس این فیلم ماده آلی جذب حباب هوا کرده و در روی مخلوط شناور میشود که باسانی قابل جدا کردن است (شکل ۴-۴).

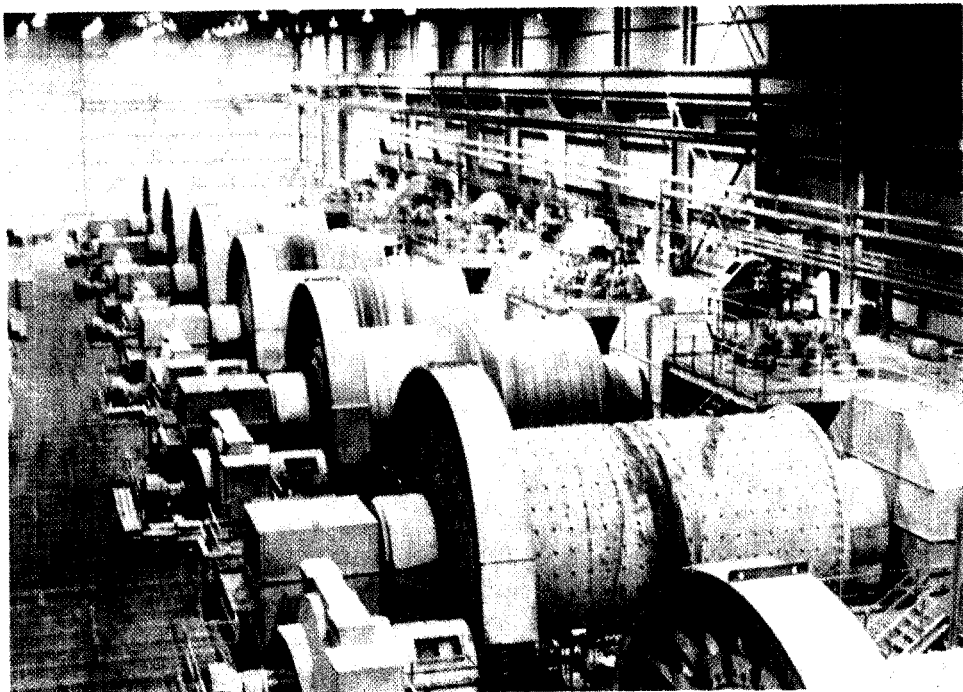
تشکیل فیلم کلکتور بر روی سطح ماده معدنی انتخابی بوده و عملاً در صنعت انواع کلکتورها برای انواع مواد معدنی موجود است که هر یک از این کلکتورها بر روی سطح یک یا چند ماده معدنی تشکیل فیلم داده و باعث شناور شدن آنها میگردد.



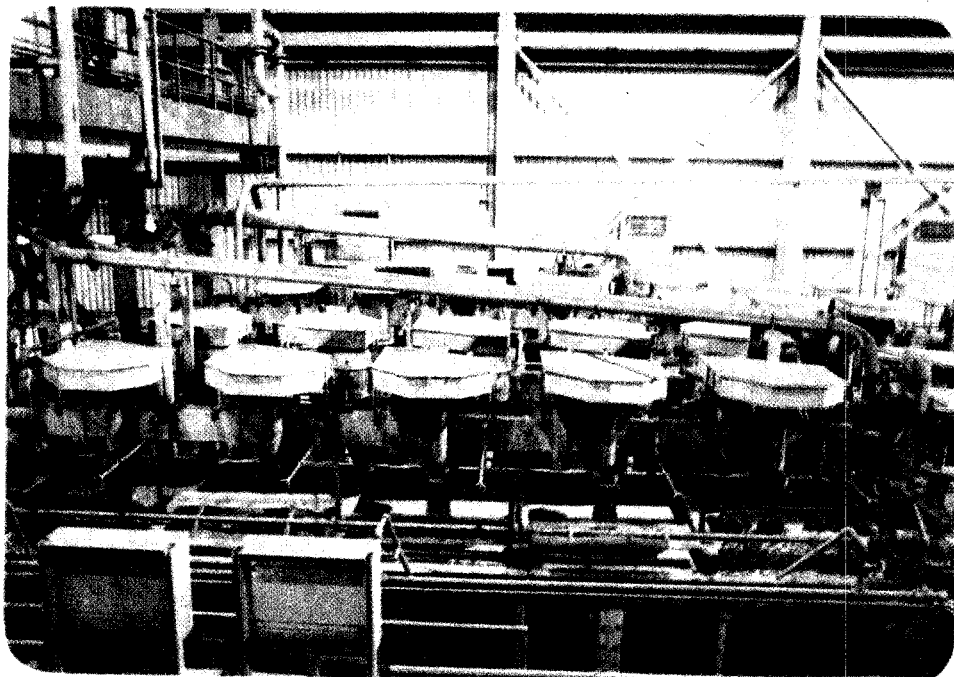
شکل ۱-۴- نمای پلکانی معدن مس سرچشمه



شکل ۲-۴: منظره انفجار سنگ های معدنی در معدن مس سرچشمه



شکل ۳-۴: قسمتی از آسیاهای گلوله‌آبی در مجتمع مس سرچشمه



۴-۴: قسمتی از سلول‌های فلوتاسیون در واحد تغلیظ مس سرچشمه

روش های کلی استخراج مس

روش های استخراج مس:

بطور کلی برای استخراج مس از سه روش استفاده میکنند که عبارتند از:

۱-۵ روش احیاء:

این روش برای استخراج مس از سنگهای اکسیدی و پرعیار بکار میرود. این روش قدیمی بوده و امروزه به علت کمیاب شدن سنگهای اکسیدی پرعیار از صنعت خارج شده است.

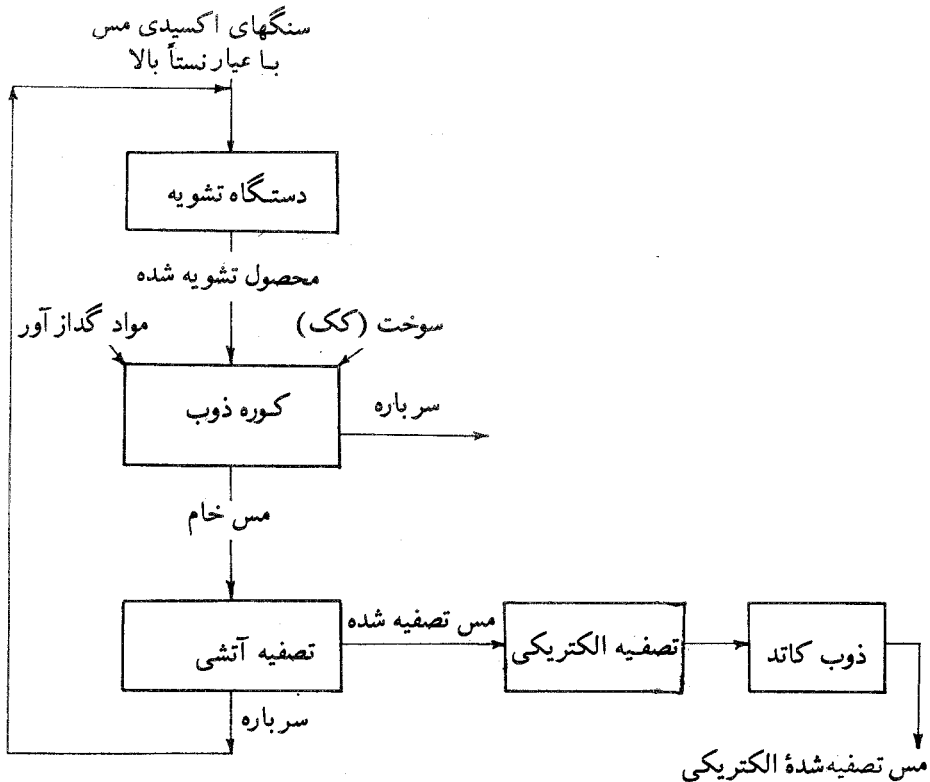
اساس این روش بر حذف کامل گوگرد از سنگ معدن و احیاء بعدی آن توسط عوامل احیاء کننده مانند کربن و یا گاز CO قرار دارد. روش همانند روش استخراج آهن و بسیار از فلزات دیگر است ولی این روش به دلایل:

✓ — ناخالصی هادر محصول و هزینه حذف آنها،

✓ — تلفات زیاد مس در سرباره

— مصرف سوخت و انرژی بالا

امروزه غیر اقتصادی تشخیص داده شده است. شکل ۱-۵ شمای کار در این روش را نشان میدهد. چنانچه سنگهای معدن اکسیدی مس از طریق پرعیار کردن توسط روش های فیزیکی یا فلوتاسیون به دست آمده باشند به صورت نرمه بوده و باید روش تشویه آگلومره کننده به کار برده شود و در این صورت مواد گداز آور معمولاً در دستگاه تشویه اضافه میشود.



شکل ۵-۱ روش احیاء

۲-۵ روش تهیه مات:

در این روش ابتدا سنگهای معدنی مس گوگرد دارد در کوره‌های ذوب به مات مس که مجموعه‌ای از سولفورهای مس و آهن است تبدیل شده و سپس توسط یک کنورتور مس خام از آن به دست می‌آید که بعداً مورد عمل تصفیه قرار می‌گیرد (شکل ۲-۵).

اگر این روش با روش احیاء مقایسه شود ملاحظه می‌گردد که در هر دو روش یک عمل ذوب در کوره وجود دارد. در روش احیاء ذوب احیاء کننده و در این روش یک گداز سولفور کننده انجام می‌گیرد، که به دلایل، وجود مقادیر کافی عناصر گرمازا در مات که نیاز به سوخت را کاهش می‌دهد و درجه خلوص بالاتر مس نسبت به روش احیاء این روش اقتصادی‌تر بوده و مورد عمل قرار می‌گیرد. ضمناً در این روش به خوبی می‌توان به دلایل:

۱- وجود کافی عناصر گرمازا در مات که کنورتور را بی‌نیاز از سوخت خارجی می‌کند.

✓ - درجه خلوص بالاتر مس خام (زیرا در کوره احیاء عناصر دیگر نیز احیاء و وارد مس خام شده و از خلوص آن می کاهند).

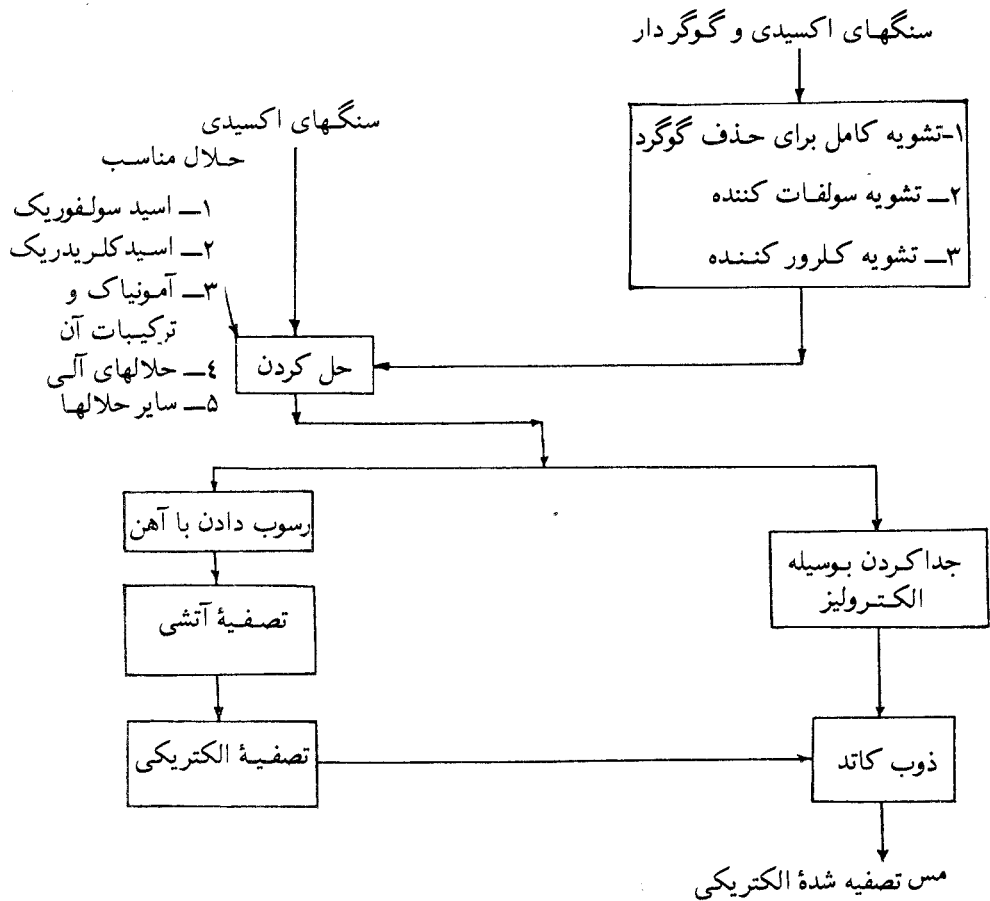
- به طور کلی عدم احتیاج به تشویه و در صورت لزوم یک تشویه جزئی کافی خواهد

بود.

باعث شده که این روش نسبت به روش احیاء اقتصادی تر بوده و مورد عمل قرار گیرد شکل ۲-۵ شمای این روش را نشان می دهد.

۳-۵ روش هیدرومتالورژی :

این روش در مورد سنگهای اکسیدی و به خصوص کربنات ها بکار می رود. سنگهای



شکل ۳-۵- شمای هیدرومتالورژی مس

مورد مصرف در این طریقه می تواند کم عیار یا پرعیار شده باشد و هم چنین ممکن است که سنگهای گوگرد دار را نیز مورد عمل تشویه قرار داده و سپس در یک حلال حل و مس آن را به روش های مختلف جدا کرد. شکل ۳-۵ شمای این روش را نشان میدهد.

این روش از نقطه نظر بهداشت محیط زیست نسبت به طریقه احیاء و تشکیل مات دارای مزایای بیشتری است در هر حال هیدرو متالورژی مس و تهیه مس از طریقه تشکیل مات دوروش اصلی متالورژی مس میباشد

متالورژی مس از طریق تشکیل مات :

در میان روش های استخراج مس، تهیه مات متداولترین طریقه می باشد که پنیان علمی آن بر دو اصل زیر استوار است :

الف : واکنش پذیری مس با گوگرد از سایر عناصر موجود در کانی بیشتر بوده و از این رو در محیط گوگرد دار به سولفور مس تبدیل می شود، هر چند سایر عناصر نظیر نیکل، کبالت، سرب و منگنز نیز می توانند بعد از مس سولفور شوند، ولی تشکیل سولفور آهن مقدم بر آنها است و از این رو مات مس را معمولاً سولفور دو گانه مس و آهن می نامند و به سهولت از گانگ ها در حالت مذاب جدا میشود

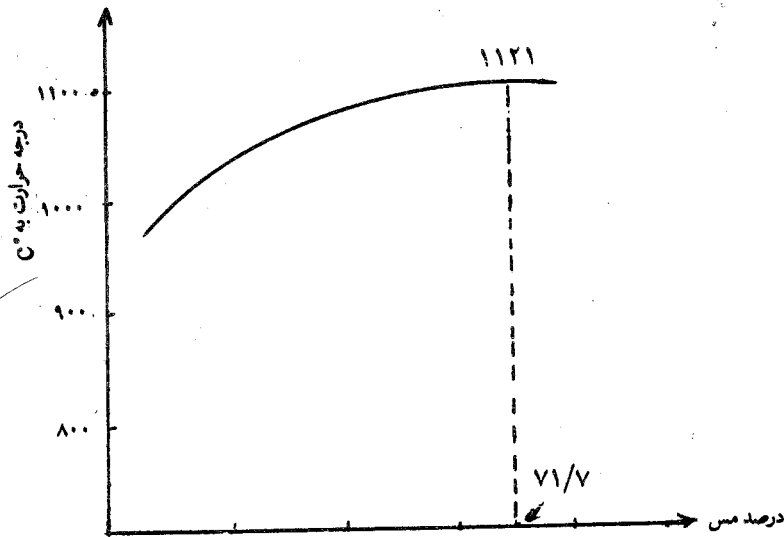
ب : میل ترکیبی مس با اکسیژن کمتر از سایر فلزات و عناصر موجود بوده و از این رو در محیط اکسیژنی پایدار بوده و به این ترتیب مس از مات جدا می گردد.

با توجه به اصول فوق، تشکیل مات مورد بررسی قرار می گیرد. ابتدا تمام مس موجود در سنگ معدن و سپس آهن، در محیط گوگرد دار سولفور شده و تولید مات مس می کند. بدین ترتیب ملاحظه می شود که مقدار گوگرد موجود در سنگ معدن در حقیقت عیار مات را معین می کند

اگر مقدار گوگرد در سنگ معدن زیاد باشد در این صورت عیار مات مس پائین خواهد بود و بهترین حالت هنگامی است که گوگرد برای تشکیل یک مات مس با حدود ۵۰-۳۵ در صد مس کافی باشد در صورتیکه مقدار گوگرد کم باشد ترکیباتی مانند پیریت که بتوانند کمبود گوگرد را جبران کنند، به سنگ معدن اضافه می کنند ولی چون مقدار گوگرد موجود در سنگ معدنی معمولاً بیش از مقدار لازم است در نتیجه اغلب باید مقداری از گوگرد از سنگ معدن حذف شود.

به عبارت دیگر سنگ معدنی مورد تشویه جزئی قرار می گیرد تا مقداری از گوگرد آن حذف شود.

درجه حرارت ذوب مات مس به مقدار مس محتوی آن بستگی دارد. شکل ۴-۵



شکل ۴-۵: نقطه ذوب مات بر حسب ازدیاد مقدار مس

منحنی نقطه ذوب مات های مختلف را نشان می دهد.

به طوریکه از روی شکل ملاحظه می شود به مات مس با عیار ۷۱/۷٪ نقطه ذوب حدود ۱۱۲۱ درجه سانتیگراد تعلق دارد در حالیکه نقطه ذوب Cu_2S یعنی با ۸۰٪ مس در حدود ۱۱۱۰ درجه سانتیگراد می باشد. باید در نظر داشت که منحنی مقابل با فرض اینکه مات فقط از سولفورهای مس و آهن تشکیل شده است رسم گردیده در حالیکه معمولاً مات مس حاوی سولفورها و بخصوص مقداری Fe_3O_4 می باشد که وجود این سولفورها و اکسید آهن روی درجه حرارت مات مس اثر نموده و آنرا تغییر می دهند. وجود سولفور آهن در مات مس نه تنها مضر نیست بلکه لازم نیز میباشد زیرا سولفور آهن عنصر اصلی گرمازا در کنورتور است و در حقیقت تشکیل FeO قسمت عمده حرارت لازم برای کنورتور را تامین میکند لذا عدم وجود یا کمبود آن، عمل تبدیل به مس خام از مات را مواجه با اشکال خواهد نمود بنابراین مقدار گوگرد در بار نباید از حد معینی کمتر باشد. بالا بودن مقدار گوگرد در بار کوره موجب تشکیل مات مس با عیار کم گردیده و در نتیجه از راندمان کنورتور خواهد کاست و بالعکس مات مس با عیار مس زیاد اشکالاتی از نقطه نظر تامین انرژی حرارتی لازم در کنورتور بوجود خواهد آورد. از طرف دیگر سولفور آهن نقطه ذوب مات را کم کرده و امکان جدا شدن بهتری به مات، از سرباره حاصل در کوره ذوب، می دهد.

با توجه به اینکه اکثر سنگهای گوگرد دارد معدنی مس حاوی گوگرد زیادی هستند لذا تشویه جزئی این سنگها لازم است تا بدین وسیله مقدار گوگرد وارد شده به بار کوره تنظیم و مات مناسبی تشکیل گردد به عنوان مثال چنانچه از یک سنگ معدنی که ۸٪ مس و ۱۰٪ گوگرد دارد خواسته شود یک مات مس با عیار ۴۰٪ مس تولید گردد، ملاحظه میشود که برای تهیه یک صد کیلو گرم مات مس اگر از تلفات مس در سر باره صرف نظر گردد ۵۰۰ کیلو گرم سنگ معدن لازم است و این مقدار سنگ معدن ۵۰ کیلو گرم گوگرد همراه دارد در حالیکه مات مس ۴۰٪ دارای ۳۰ کیلو گرم گوگرد است و اگر فرض شود که گوگرد وارد شده به کوره ذوب در حدود ۲۰٪ آن اکسیده و متصاعد میگردد، مقدار گوگردی که باید همراه با سنگ معدن وارد کوره ذوب شود باید حدود ۳۸ کیلو گرم باشد بعبارت دیگر باید سنگ معدن بطور جزئی تشویه شود و از هر ۵۰۰ کیلو گرم سنگ معدن حدود ۱۲ کیلو گرم گوگرد حذف گردد.

فصل ششم

تشویه

α تشویه سنگ معدنی مس :

هدف از تشویه حذف تمام یا قسمتی از گوگرد موجود در سنگ معدن می باشد و بر حسب نوع عملیات متالورژی که بعداً باید روی سنگ مس انجام شود نوع تشویه محصولات حاصل از آن تغییر می کند. عملاً سنگهای معدنی مس را به دو منظور مورد عملیات تشویه و قرار می دهند که عبارتند از:

۱- تشویه سنگ معدن به منظور استخراج به طریقه تر .

۲- تشویه سنگ معدن به منظور استخراج آتشی .

در طریقه اول در نتیجه تشویه، بایستی سنگهای معدنی به صورت قابل حل در حلال مورد نظر در آیند از آنجائیکه سولفورهای مس به آسانی در حلالهای صنعتی محلول نیستند بایستی که تا حد امکان از این ترکیب خارج شده و به صورت اکسید در آیند و از طرف دیگر با تبدیل این سولفورها به سولفاتها از مصرف حلال می توان کم کرد لذا هدف اصلی در این تشویه تشکیل سولفات در حداکثر خود و تبدیل کامل سولفور مس به سولفات یا اکسید می باشد. α

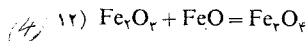
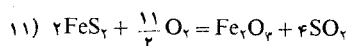
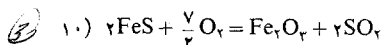
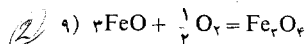
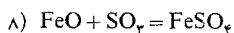
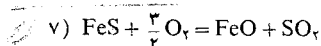
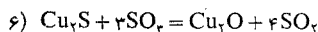
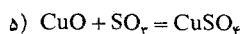
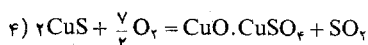
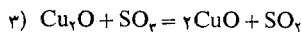
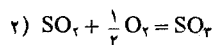
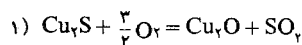
در حالیکه برای استخراج آتشی مس وجود سولفات مفید نبوده و هدف اصلی تشویه عبارت خواهد بود از کم کردن گوگرد موجود در سنگ تا بتوان مات با عیار مورد نظر را به دست آورد در این نوع تشویه حذف کامل گوگرد و یا سولفورهای مس مورد نظر نیست زیرا برای تشکیل مات وجود گوگرد در کوره ذوب ضروری است. در تشویه واکنش اصلی بین اکسیژن که توسط هوا تامین می شود با گوگرد موجود در سنگ معدن انجام شده و تولید گازهای SO_2 ، SO_3 می کند و فلزات موجود در سولفورها نیز تبدیل به اکسید میشوند. α

همراه با این واکنش ممکن است واکنشهای دیگری نیز که منجر به تشکیل سایر ترکیبات فلزی از جمله سولفات ها شود. نیز انجام گیرد.

برای انجام هر واکنش درجه حرارت اثر بسیار مهمی دارد لذا تنظیم درجه حرارت در تشویه مسئله اساسی می باشد. بسیاری از واکنشهای فرعی وقتی قابل انجام هستند که درجه حرارت از حد معینی کمتر نباشد لذا با تنظیم درجه حرارت میتوان تا حدودی از انجام این واکنشها جلوگیری کرد.

از طرف دیگر سرعت تشویه به درجه حرارت بستگی دارد و در نتیجه نمی توان درجه حرارتهای پائین را انتخاب کرد.

مهمترین واکنشهای تشویه در سنگ معدن مس عبارتند:

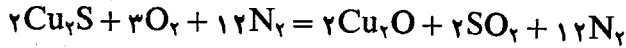


تمامی این واکنشها گرمازا بوده و درجه حرارت لازم برای انجام واکنش (۱) حدود ۲۵۰ درجه سانتیگراد و به ترتیب برای واکنشهای بعدی درجه حرارت بالاتری لازم است. بررسی ترمودینامیکی واکنشها نشان میدهد که:

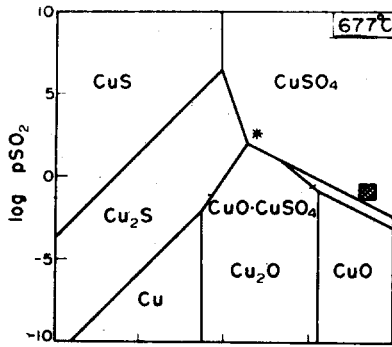
$$K_T = \frac{a_{\text{Cu}_2\text{O}} \cdot P_{\text{SO}_2}}{a_{\text{Cu}_2\text{S}} (P_{\text{O}_2})^{\frac{3}{2}}}$$

و چون Cu_2O و Cu_2S فاز مستقل تشکیل میدهند لذا ضریب تعادل بستگی به فشار گازهای SO_2 و O_2 خواهد داشت.

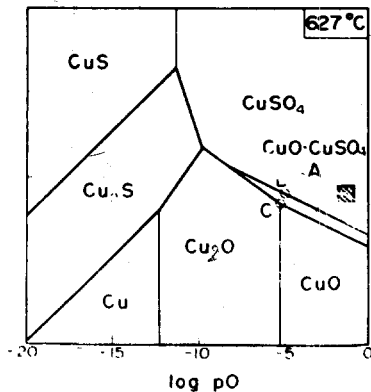
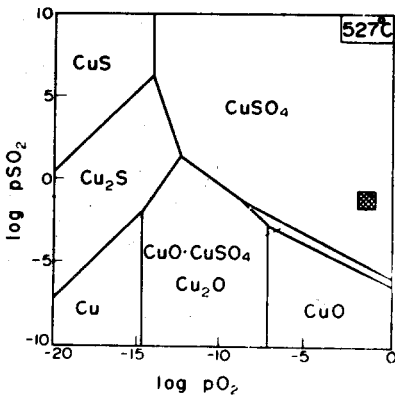
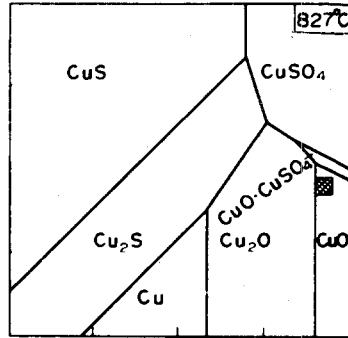
در شرایط صنعتی، تشویه اکسیژن توسط هوا تامین شده و واکنش عبارت خواهد بود از:



و چون فشار جزئی هر گاز در مخلوط، معادل با غلظت ملکولی آن می باشد لذا فشار جزئی SO_2 با فرض آنکه تمامی اکسیژن بکار رفته مصرف شده باشد حداکثر میتواند تا حدود $\frac{1}{4} = \frac{1}{7}$ کل فشار و هرگز نمی تواند از این مقدار بالاتر باشد، مگر آنکه برای تشویه از اکسیژن خالص یا هوای غنی شده از اکسیژن استفاده شود که فعلاً در صنعت متداول نیست. چون همواره مقدار هوای بکار برده شده از مقدار لازم نظری بیشتر می باشد لذا در گازهای خروجی مقداری اکسیژن هم موجود خواهد بود و در نتیجه همواره فشار SO_2 در شرایط صنعتی کمتر از ۱۰۰ میلیمتر جیوه است. ترکیب گازهای خروجی از دستگاه تشویه در شرایط صنعتی عبارت است از: $\text{N}_2 + \text{H}_2\text{O} = 80-90\%$ $\text{O}_2 = 1-5\%$ $\text{SO}_2 = 15-15\%$



• منطقه جزئی پایداری فاز $\text{Cu}_2\text{S}, \text{SO}_2$



شکل ۱-۱- تعادل ترکیبات مس دار را بر حسب فشار گازهای SO_2, O_2

که این ترکیب معادل با فشارهای 10^{-1} - 10^{-3} و $P_{O_2} = 10^{-5}$ - 10^{-7} اتمسفر می باشد. در هر حال بر این اساس می توان منحنی های تعادل ترکیبات مختلف را بر حسب فشار SO_2 و O_2 در یک درجه حرارت ثابت رسم کرد.

قسمت هاشور زده در روی هر شکل نشان دهنده فشار جزئی گاز SO_2 و O_2 در شرایط صنعتی در کوره های تشویه می باشد (شکل ۱-۶).

به طوریکه از روی شکل ملاحظه می شود اگر هدف تشویه تولید اکسید مس بدون سولفات مس باشد. باید درجه حرارت بالا تر از ۸۲۷ درجه سانتیگراد انتخاب شود و بالعکس برای تولید سولفات مس، درجه حرارت، باید در حدود ۵۲۷ درجه قرار گیرد.

ترکیبات پایدار برای تشویه مس در واکنشهای تشویه اکسیدهای مس و گاز SO_2 می باشد و با بالا رفتن درجه حرارت دامنه تشکیل پایدار ماندن سولفات مس کوچکتر می شود. عملاً اگر درجه حرارت از حدود ۸۰۰ درجه تجاوز کند سولفاتهای حاصل تجزیه خواهند شد.

(ورود آزاد و یا نفوذ اکسیژن به داخل ذرات و خروج SO_2 از ذرات، سرعت تشویه را تعیین می کند و با پیشرفت تشویه به تدریج قشر اکسید ضخیم تر شده و نفوذ اکسیژن و خروج SO_2 از ذرات مشکلتر میشود و این امر باعث کم شدن سرعت تشویه و در نهایت توقف تشویه را به همراه خواهد داشت. این پدیده برای ذرات درشت تر سریعتر اتفاق می افتد.

سرعت نفوذ به اختلاف فشار جزئی اکسیژن و SO_2 در فصل مشترک سطح اکسیده و سولفور بستگی دارد، از آنجائیکه فشار SO_2 عملاً در دستگامهای تشویه ثابت است لذا برای بالا بردن سرعت نفوذ و سرعت عمل تشویه بایستی فشار جزئی اکسیژن را بالا برد و این امر فقط از طریق بالا بردن در صد هوای اضافی امکان پذیر می باشد که در ضمن باعث کم شدن فشار جزئی SO_2 نیز می گردد از طرف دیگر در اثر تشویه و وجود کاتالیزر قسمتی از SO_2 به SO_3 تبدیل می شود و تولید سولفات می کند بالا بردن فشار جزئی اکسیژن به تولید SO_3 کمک خواهد کرد.

بدین ترتیب ملاحظه میشود که در شرایط تشویه انتخاب درجه حرارت و فشار جزئی

گازها مستلزم بررسی و دقت زیاد است.

✓ در اثر تشویه مقداری از سولفورهای آهن اکسید مغناطیسی تولید می کنند. تشکیل اکسید مغناطیسی آهن در جریان تشویه مطلوب نیست زیرا این اکسید که قابلیت حل شدن در مات مس را دارد باعث ایجاد اشکالات در جریان ذوب می شود که مهمترین آنها به قرار زیر است:

الف — وجود مانیتیت در مات مس باعث پائین آمدن عیار مس در مات می شود. به علاوه چون مانیتیت از نظر انرژی حرارتی خنثی است باعث کم شدن عوامل گرمازا در مات میگردد. حل شدن مانیتیت در مات بستگی به عیار مس نیز دارد. هر قدر عیار مس در مات کمتر باشد مقدار مانیتیت حل شده بیشتر خواهد بود.

ب — مانیتیت وارد سرباره شده و چون در شرایط صنعتی ذوب، این ترکیب به صورت جامد باقی می ماند سیالیت سرباره را به شدت کم میکند و این امر در جدا شدن مات از سرباره بسیار موثر بوده و تلفات مس را در سرباره بالا می برد.

ج — مانیتیت باعث بالا رفتن وزن مخصوص سرباره شده و در نتیجه باعث تلفات بیشتر مس در سرباره می گردد.

د — مانیتیت با مس، تولید ترکیبات مس دار می کند که غیر قابل حل هستند.

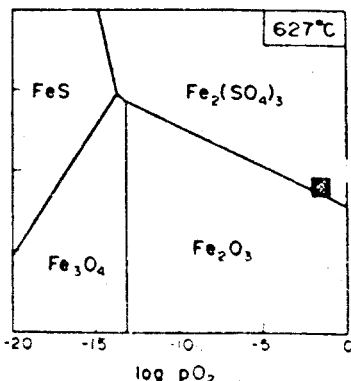
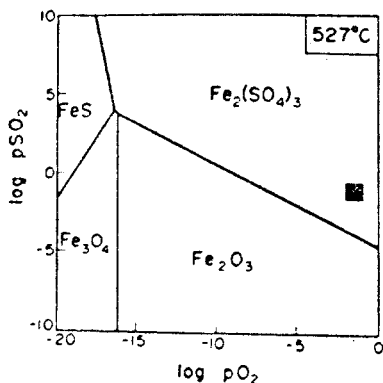
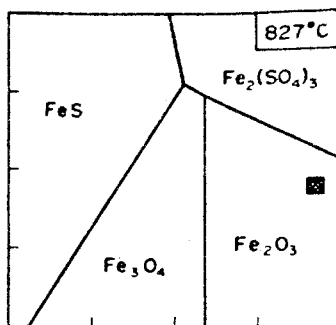
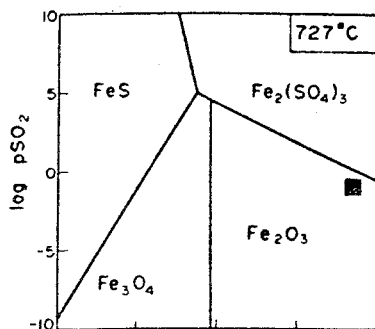
ه — مانیتیت روی آجرهای نسوز منیزیته کوره های ذوب اثر کرده و در شرایط کوره تولید اسپینل (Fe_2O_3 و MgO) و ترکیبات پیچیده تری می کند و سرانجام جانشین MgO در نسوز می گردد و بدین ترتیب باعث از بین رفتن آن می شود.

بررسی نوع محصولات تشکیل شده از تشویه سولفور آهن نیز بسیار مهم می باشد. شکل ۶-۲ منحنی های تعادل ترکیبات اکسیژن دار و گوگرد دار آهنی را بر حسب فشار SO_2 و فشار O_2 در یک درجه حرارت ثابت نشان می دهد.

در این نمودارها قسمت هاشور زده در روی شکل نمودار فشارهای جزئی گاز SO_2 و O_2 در شرایط صنعتی می باشد به طوریکه ملاحظه می شود با بالا رفتن درجه حرارت دامنه تشکیل سولفات های آهن کوچکتر می شود ولی با بالا رفتن فشار اکسیژن اکسید آهن Fe_2O_3 بیشتری تولید می شود که در شرایط ذوب کوره های تهیه مات مس به تولید اکسید مغناطیسی کمک خواهد کرد.

تشکیل Fe_2O_3 در تشویه اثر مهم دیگری نیز دارد زیرا این ترکیب برای انجام واکنش (۲) نقش کاتالیزر دارد از آنجائیکه امکان تنظیم دقیق درجه حرارت و شرایط کار به خصوص فشار اکسیژن در کوره های صنعتی تشویه موجود نیست لذا در جریان تشویه انواع و اقسام محصولات به دست خواهد آمد.

وجود انباشتگی مواد گرما زا در یک نقطه کوره باعث بالا رفتن درجه حرارت در آن نقطه شده و یا عدم یکنواختی بستر تشویه باعث می شود که تداخل در نقاط مختلف یکسان نبوده و اگر مواد نرم در یک جا مجتمع شده باشند، عبور هوا از لابه لای مواد نرم مشکل تر بوده و



شکل ۲-۶- منحنی های تعادل ترکیبات اکسیژن دار و گوگرد دار آهن را بر حسب فشار SO_2 و فشار O_2 در یک درجه حرارت ثابت

در نتیجه فشار اکسیژن در این قسمت پائین آمده و بالعکس در نقاطی که مواد درشت وجود دارد افت فشار هوا کمتر و هوای بیشتری از این نقاط عبور کرده و در نتیجه فشار اکسیژن بالا تر خواهد بود بدیهی است در صنعت کوشش لازم برای یکنواخت کردن بستر تشویه و مخلوط کردن مواد بکار می رود ولی این امر هرگز به طور کامل انجام نشده و غیر همگن بودن بستر تشویه از نقطه نظر ترکیب مواد انرژی زا و هم چنین تخلخل باعث اختلاف درجه حرارت و فشار و در نتیجه تشکیل محصولات متنوع تشویه خواهد شد.

معهدا انتخاب درست درجه حرارت نظری برای تشویه یکی از مهمترین مسائل صنعتی می باشد. برای تشویه سنگ معدنی مس به منظور متالورژی آتشی، درجه حرارت تشویه چندان مهم نیست فقط باید شرایط را طوری انتخاب کرد که از تشکیل اکسیدهای آهن به خصوص مانیتیت تا حد امکان جلوگیری شود و برای این منظور باید درجه حرارت نسبتاً پائین باشد.

مناسب‌ترین حرارت حدود $550-500$ درجه سانتیگراد می‌باشد.
در حالیکه تشویه به منظور حل کردن بعدی سنگ معدن در حلال بایستی با توجه به مراتب زیر انجام گیرد.
— تشکیل حداکثر ممکن سولفات مس و تبدیل بقیه سولفور مس موجود به صورت اکسید.

— تشکیل حداقل ممکن سولفات آهن و تبدیل سولفور آهن به صورت اکسید که در اسید ضعیف به میزان کمتر حل میشود منحنی‌ها تعادل $Cu-O-S$ (شکل ۶-۱) نشان میدهد که به منظور تشکیل سولفات مس باید درجه حرارت در شرایط صنعتی کمتر از 677 درجه باشد تا با توجه به فشار گاز O_2 و SO_2 در شرایط صنعتی تعادل در جهت تشکیل سولفات مس باشد ولی شرایط و در درجه حرارت مطابق تعادل $Fe-O-S$ (شکل ۶-۲) واکنش تشویه سولفور آهن نیز منجر به تشکیل سولفات آهن می‌شود که مورد نظر نیست.

برای تشکیل اکسیدهای آهن درجه حرارت باید مطابق منحنی‌های مذکور حدود $600-650^\circ C$ انتخاب شود و لذا عملاً در صنعت برای تشویه (به منظور هیدرو متالورژی) درجه حرارت را بین $680-670^\circ C$ انتخاب می‌نمایند که تا حد ممکن از تشکیل سولفات آهن جلوگیری کرده و تشکیل سولفات مس تا حدودی امکان پذیر باشد.

سرعت عمل تشویه و سینتیک واکنش‌ها بستگی به درجه حرارت و ابعاد ذرات و تماس بین هوا و ذرات فشار جزئی اکسیژن در گاز و نقطه اشتعال سولفور دارد از آنجائیکه درجه حرارت و فشار جزئی اکسیژن بر اثر عواملی که قبلاً شرح داده شد انتخاب می‌گردد لذا برای بالا بردن سرعت تشویه فقط ابعاد ذرات و تماس بین هوا و ذرات و نقطه اشتعال باقی می‌ماند. نقطه اشتعال سولفورهای فلزی جزو خواص ذاتی آنها بوده و عملاً تغییر ناپذیر می‌باشد جدول ۶-۱ نقطه اشتعال تعدادی از سولفورها را نشان می‌دهد.

وجود رطوبت زیاد در محصول پرعیار شده باعث میشود که نقطه اشتعال کمی بالاتر برود. دانه‌های ریز در درجه حرارت کمتر مشتعل می‌گردند. تماس بین سطوح ذرات و هوا بستگی به نوع دستگاه تشویه دارد که این امر در مورد دستگاه‌های تشویه معلق حداکثر و در مورد سایر دستگاه‌های تشویه کمتر میباشد.

در حقیقت عملاً در صنعت با نرم کردن بیشتر می‌توان به تشویه سرعت بیشتری داد. واکنش‌های تشویه همگی گرمازا بوده و معمولاً انرژی حرارتی ایجاد شده از تلفات حرارتی

* جدول ۱-۶ نقطه اشتعال تعدادی از سولفورها .

	درجه حرارت اشتعال [C°]	انرژی حرارتی تولید شده به [Kcal/Kg]
CuFeS _۲	۳۰۰	۱۶۵۰
FeS	۴۳۰	۶۵۰
FeS _۲	۴۰۰	۱۸۰۰
ZnS	۶۵۰	۱۲۰۰
Cu _۲ S	۴۰۰ - ۴۵۰	۸۰۰
CuS	۴۰۰	۱۰۰۰
PbS	۵۵۰	۴۰۰
S	۳۵۰	۲۲۰۰

کوره بیشتر است و لذا درجه حرارت به تدریج در دستگاه بالا خواهد رفت . درجه حرارت را با در صد اضافی هوا می توان کنترل کرد ولی این امر در فشار اکسیژن مؤثر بوده و می تواند نوع محصولات تشویه را تغییر دهد .

دستگاه تشویه :

دستگاههای تشویه که در متالورژی بکار می روند به سه دسته تقسیم می شوند .

- ۱- دستگاههای تشویه ساده .
- ۲- دستگاههای تشویه آگلومره کننده
- ۳- دستگاههای تشویه در بستر معلق .

۱- تشویه ساده :

در این روش درجه حرارت حدود ۶۰۰-۵۰۰ سانتیگراد بوده و عملاً واکنشهای تشویه در این درجه حرارت سرعت کافی دارند . در این درجه حرارت سرعت تشکیل سولفات مس نیز بالا است و چنانچه باید از تشکیل سولفات مس جلوگیری شود ، درجه حرارت تشویه را به حدود ۷۵۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد می رسانند تا سولفاتهای تشکیل شده مجدداً تجزیه شوند . باید در نظر داشت که اگر درجه حرارت بالا باشد تشکیل اکسید مغناطیسی آهن نیز تسریع می شود .

کوره هائیکه برای انجام این نوع تشویه بکار میروند عبارتند از :

الف - کوره از نوع کیلن :

این کوره‌ها اکثراً جهت تکلیس بکار می‌روند و کمتر از آنها برای تشویه استفاده می‌شود. کوره عبارت از استوانه ایست که برای تشویه سنگهای معدنی مس میتواند از مصالح بنائی ساخته شود کف کوره توسط یکسری میله‌های فولادی ضخیم به صورت مشبک درآمده است. سنگهای معدنی را در درون کوره ریخته و از قسمت پائین هوای گرم به داخل کوره می‌دمند. محصولات احتراق از لابلاهای سنگهای معدنی عبور کرده و آنرا تشویه می‌کنند. همین که کوره بکار افتاد، سوخت را قطع می‌کنند و فقط هوا بداخل کوره میدمند و اکنش تشویه حرارتی لازم برای ادامه کار کوره را تامین میکند.

عیب بزرگ این کوره‌ها آن است که باید سنگ معدنی درشت باشد و اگر مقداری از آن به صورت پودر در آید مانع از عبور محصول احتراق شده و در نتیجه کوره خفه می‌شود. کوره از نوع تکباری است و هر بار پس از تشویه باید کوره را خالی و مجدداً بارگیری کرد که این خود اشکالات بسیاری برای کارخانه ذوب مس ایجاد می‌کند. با توجه به معایب گفته شده و اینکه سنگهای معدنی مس قبلاً تحت عملیات تهیه مواد معدنی قرار گرفته‌اند و در نتیجه به صورت پودر می‌باشند لذا مورد استفاده این نوع کوره بسیار محدود است.

ب - کوره گردان :

این نوع کوره‌ها که در صنایع سیمان بسیار مورد استفاده‌اند. برای عمل تشویه نیز مناسب می‌باشند. در اصل کوره از استوانه طویلی تشکیل شده که با زاویه شیب کوچکی نسبت به افق قرار گرفته و حول محور مرکزی خود دوران می‌کند. این کوره برای تشویه پودرها مناسب بوده و به علت آنکه بار از یک سر وارد کوره شده و بطور دائم از سر دیگر خارج می‌شود دارای مزیت بزرگی است.

در محل خروج باریک مشعل قرار گرفته که کمبود انرژی حرارتی و اکنشه‌ها را تامین می‌کند. اکثراً بعد از بکار افتادن کوره احتیاجی به مشعل نبوده و انرژی و اکنشه‌ها حرارت لازم را تامین می‌کنند. در جهت کار مشعل، هوا بدرون کوره دمیده می‌شود که عمل تشویه را انجام می‌دهد. معمولاً مقداری از بار توسط هوای خروجی از کوره خارج می‌شود که باید توسط کیسه‌های صافی و یا دستگاه الکترواستاتیک این غبار گرفته شده و مجدداً بداخل کوره باز گردانده شود. از طرف دیگر همواره احتمال ذوب بار و چسبیدن ذرات به یکدیگر به خصوص در اطراف مشعل وجود دارد. بطور کلی این سیستم کوره در تشویه سنگهای معدنی مس کمتر مورد استفاده است.

ج - کوره شعله‌ای :

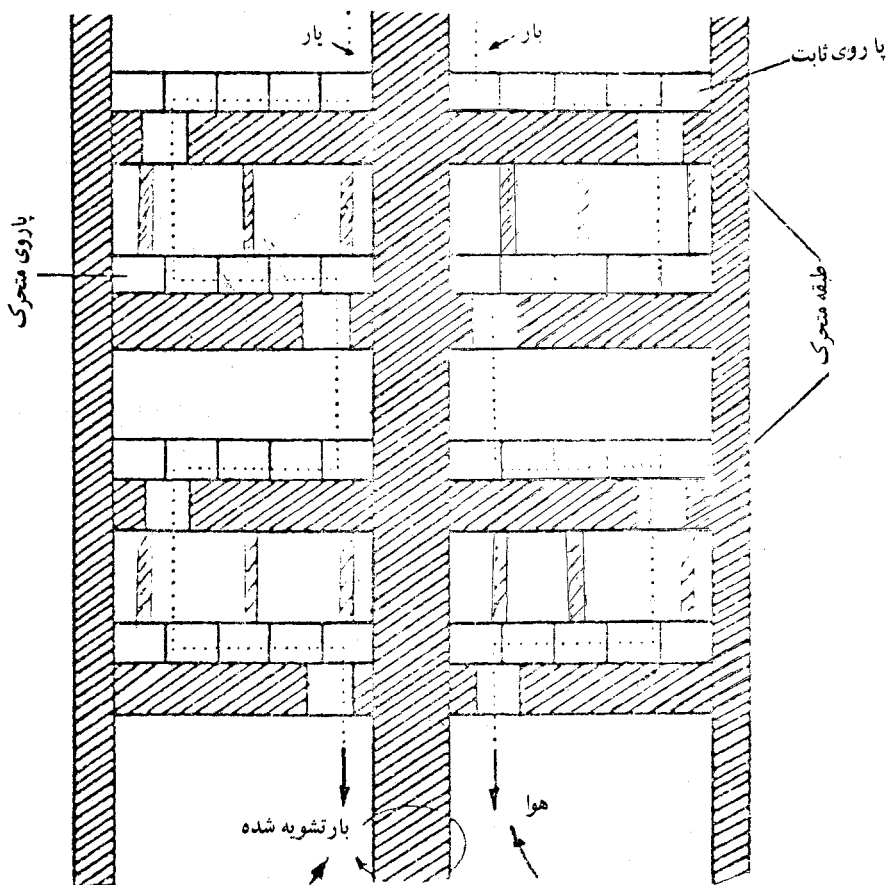
این روش تشویه در اکثر کارخانجات قدیمی بکار برده شده است. بار از یک انتهای کوره وارد شده و توسط دریچه‌هایی که روی دیواره کوره تعبیه شده است، توسط وسایل دستی به جلوراننده می‌شود و بالاخره از سردیگر کوره خارج می‌گردد. این کوره برای تشویه پودر مناسب بوده و محصولات احتراق مسیری، عکس جهت بار دارند. بطور کلی ظرفیت کار این کوره‌ها محدود بوده و در ظرفیتهای بزرگ قابل کاربرد نیستند.

د - کوره : Spirlet

این کوره متشکل از یک استوانه قائم است که آن هم به چهار طبقه تقسیم شده است که یک در میان روی محور مرکزی کوره یا جدار ثابت میباشند. چون محور مرکزی کوره در حال دوران میباشند لذا طبقات بطور یکی در میان حرکت میکنند. یک سری پاروهای مکانیکی که روی هر طبقه موجود است باعث می‌شود که سنگهای معدنی از مرکز به طرف جداره یا از جداره به طرف مرکز حرکت کنند. بازیکه از مرکز روی طبقه اول ریخته می‌شود در اثر وجود این پاروها بطرف جداره رفته و از منافذی که در انتهای آنها تعبیه شده است روی طبقه دوم ریخته می‌شود و در این طبقه توسط پاروهای که زیر طبقه متحرک اول نصب شده به طرف مرکز رانده شده و از آنجا به روی طبقه سوم و به همان ترتیب روی طبقه چهارم ریخته شده و بالاخره از کوره خارج میشود هوای گرم از زیر کوره وارد شده و مسیری عکس سنگ معدن رامی پیماید و در نتیجه عمل تشویه را انجام میدهد [شکل ۳-۶] درجه حرارت کوره حدود ۶۰۰-۵۰۰ درجه سانتیگراد بوده و سرعت چرخش هر طبقه حدود یکبار در هر ۱۰ تا ۴۰ دقیقه می‌باشد. این کوره‌ها معمولاً به قطر ۷-۵/۴ متر بوده و فاصله هر طبقه از یکدیگر حدود ۴۰-۳۰ سانتیمتر است.

طبقات کوره سیمانی بوده و به علت حرارت کم کار کوره احتیاجی به مواد نسوز نداشته و فقط در روی کف آن یک قشر نسبتاً نازک از نسوزرسی کشیده می‌شود.

کوره پس از شروع به کار عملاً احتیاج به سوخت نداشته و گرمای واکنش، تلفات حرارتی آنرا تامین میکند ولی راه اندازی کوره احتیاج به سوخت خارجی داشته و اگر گوگرد در سنگهای معدنی کم باشد در این صورت مقداری نیز سوخت برای کار کوره لازم خواهد بود که این سوخت صرف گرم کردن هوای دمیده شده به کوره میگردد. در هر حال مصرف سوخت بسیار پائین بوده و از حداکثر حدود ۵-۱٪ وزن بار تشویه شده تجاوز نمیکند.



شکل ۳-۶: شمای کوره Spirlet

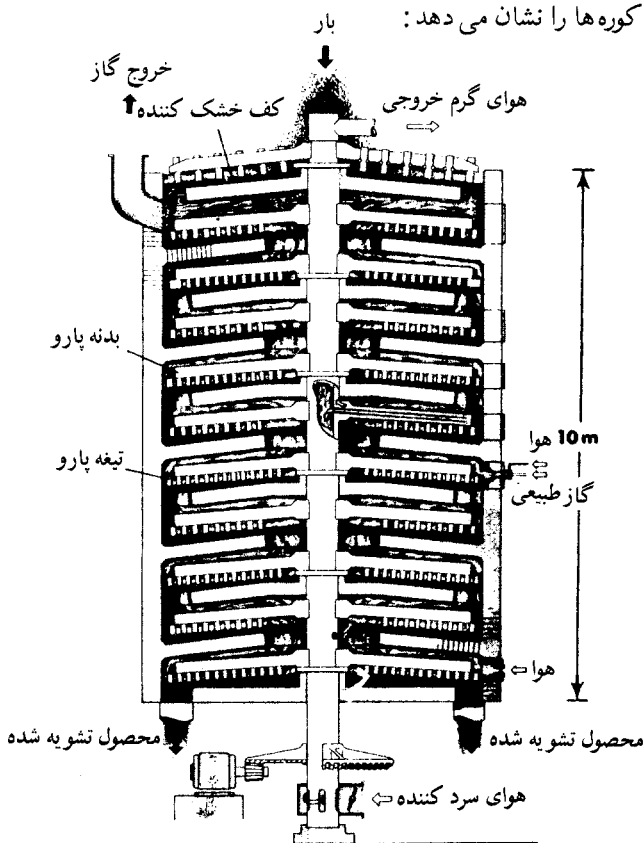
ظرفیت این کوره‌ها محدود و در حدود $1-2/5$ تن بازای هر متر مربع سطح یک طبقه و در ۲۴ ساعت می باشد. کوره قادر به حذف کامل گوگرد نبوده و همواره مقداری گوگرد در بار تشویه شده باقی می ماند که مقدار آن بر حسب ضخامت بار در روی طبقات و سرعت گردش طبقات و ظرفیت کوره متغیر و در حدود ۱-۴٪ می باشد.

مقدار غبار خارج شده توسط هوا معمولاً چندان زیاد نبوده و در حدود ۳-۵٪ می باشد که باید توسط صافی یا دستگاه الکترو استاتیک از هوا گرفته شود. گازهای خروجی معمولاً ۶-۸٪ گاز SO_2 دارند.

۵. کوره : [Multiple-hearth roaster] Wedge

این کوره‌ها مانند کوره قبلی می‌باشند. با این تفاوت که طبقات همگی ثابت بوده و فقط پاروها روی محور مرکزی که دارای حرکت دورانی است نصب شده‌اند و دارای حرکت هستند. چون پاروها بمراتب سبکتر از طبقات هستند، لذا نصب آنها، روی محور مرکزی وزن چندانی وارد نکرده و در نتیجه میتوان تعداد طبقات را افزایش داد. در این کوره‌ها تعداد طبقات ۷-۱۱ عدد بوده و قطر کوره نیز بزرگتر و در حدود ۷-۹ متر میباشد. حرکت پاروها بار را در روی سطح طبقات بحرکت در آورده و به ترتیب مانند، حالت قبل روی طبقه بعدی میریزد. سرعت گردش پارو کمی سریعتر بوده و حدود یکبار در هر ۲۰-۸ دقیقه میباشد - کوره دارای ظرفیت بیشتری بوده و ظرفیت آن در حدود ۳-۱/۵ تن به ازای هر متر مربع سطح یک طبقه و در ۲۴ ساعت میباشد مثلاً یک کوره با قطر ۷ متر ظرفیتی در حدود ۹۰-۵۰ تن خواهد داشت.

شکل ۴-۶ یک نوع از این کوره‌ها را نشان می‌دهد:



شکل ۴-۶: ماکت کوره Wedge

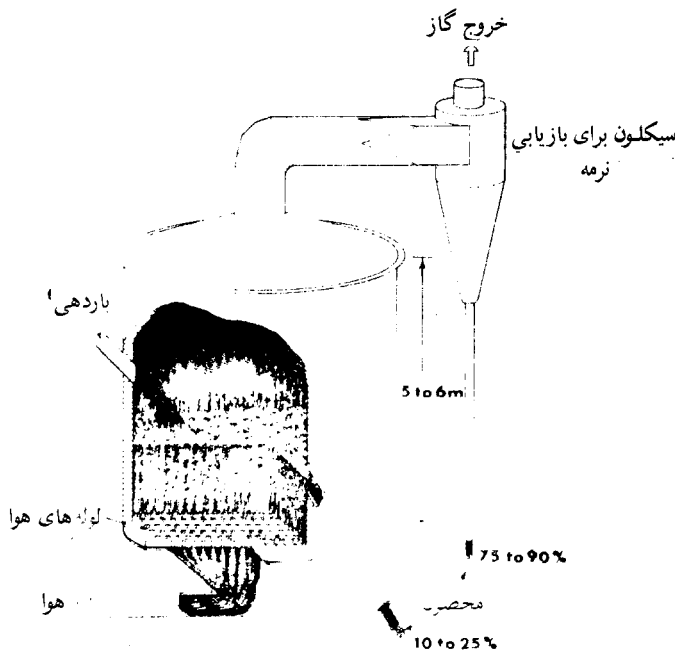
اضافه کردن تعداد طبقات معمولاً بر ظرفیت اضافه نکرده، بلکه از مقدار گوگرد باقی مانده در بار تشویه شده کم میکند.

۲- تشویه آکلومره کننده:

در این روش علاوه بر واکنش حذف گوگرد جدار خارجی ذرات به حالت خمیری در آمده و باعث چسبیده شدن به یکدیگر میگرددند و بدین ترتیب ذرات نسبتاً درشت بدست می آید. درجه حرارت در این روش اثر مهمی داشته و بایستی بتواند جدار ذرات را بحالت خمیری در آورد. این روش قابل کار در ظرفیت های بزرگ بوده و عملاً قادر به حذف تمامی گوگرد میباشد.

۳- تشویه معلق: [Fluid-bed roaster]

این روش بعلت داشتن ظرفیت زیاد و سرعت عمل تشویه و حذف کامل گوگرد امروزه عملاً جانشین سایر روشها شده است. در این روش، بار که کاملاً نرم شده است از یک دریچه وارد رآکتور شده و با هوا که از قسمت پائین وارد رآکتور میشود بطور کامل در تماس قرار گرفته و بسرعت تشویه می گردد. شکل ۵-۶ ماکت یک دستگاه رآکتور را نشان می دهد.



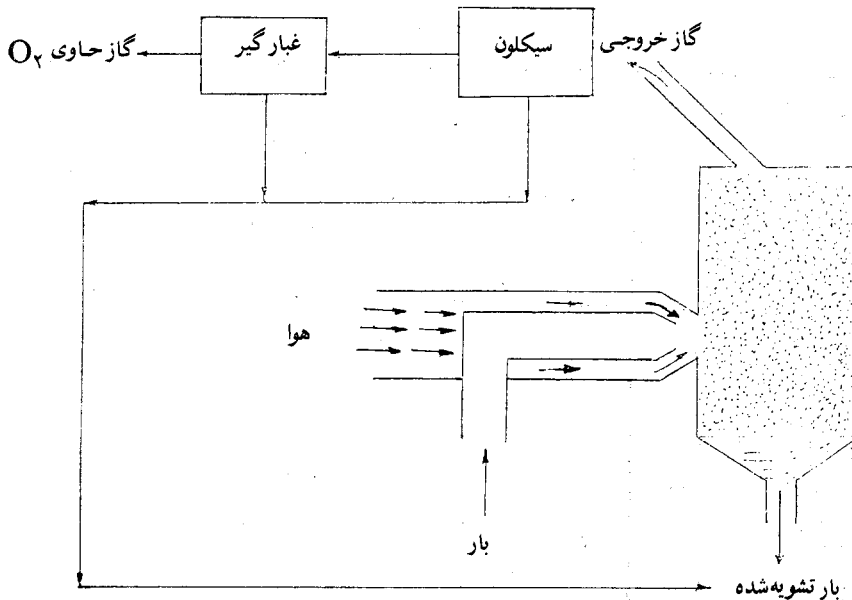
شکل ۵-۶ - دستگاه تشویه معلق

مصرف سوخت فقط در ابتدای کار و برای راه اندازی رآکتور لازم است و پس از راه افتادن انرژی حاصله از واکنش، انرژی لازم برای ادامه کار را تامین میکند.

بار به محض ورود بداخل رآکتور با هوای گرم برخورد نموده و چون ذرات بسیار نرم هستند لذا بصورت معلق در مسیر هوا قرار گرفته و به سرعت تشویه میشوند. ذرات درشت در قسمت پائین رآکتور جمع شده و از طریق یک لوله خارجی خارج میشوند. در حالیکه ذرات ریز همراه با گازهای خروجی به خارج از رآکتور برده میشوند. مقدار ذراتی که توسط گاز خروجی از رآکتور حمل میشود به ابعاد ذرات بار و هم چنین سرعت و فشار هوای دمیده شده بستگی دارد. عملاً غبار خارج شده همراه گاز حدود ۹۰-۶۰٪ کل بار میباشد گازهای حاصل پس از خارج شدن از رآکتور وارد یک دستگاه سیکلون شده و قسمت عمده غبار خود را از دست میدهند. این گازها حدوداً ۱۵-۷٪ SO_2 داشته و برای ساختن اسید سولفوریک میتوانند مورد استفاده قرار گیرند. درجه حرارت رآکتور حدود ۹۰۰-۷۰۰ درجه سانتیگراد میباشد. با افزودن مقدار هوا میتوان درجه حرارت رآکتور را کاهش داد در این صورت مقدار SO_2 در گاز نیز کاهش یافته و هزینه بهره برداری آنرا بالا میبرد. در بعضی از روش ها گازهای خروجی پس از خروج از رآکتور به دلیل درجه حرارت بالا، وارد یک دیگ بخار میشوند و انرژی حرارتی خود را صرف تولید بخار آب میکنند. بدین ترتیب میتوان از انرژی تولید شده توسط تشویه استفاده نمود، گازها پس از آن وارد دستگاههای سیکلون و غبار گیر میگردند ولی از آنجائیکه این گازها دارای SO_2 بوده و بشدت خورنده هستند و از طرف دیگر غبار همراه با گاز موجب گرفتگی لوله های دیگ بخار میشود لذا مسئله اقتصادی بودن روش بستگی به عوامل بسیاری از قبیل بهای سوخت و بهای لوله های مقاوم در مقابل SO_2 و هزینه پاک کردن و نگهداری لوله های دیگ بخار و غیره خواهد داشت. که این شرایط از یک نقطه به نقطه دیگر متفاوت میباشد. در هر حال شرایط محلی لزوم یا عدم لزوم بهره برداری از انرژی گازهای خروجی را معین میکند.

شکل ۶-۶ یک نوع دیگر رآکتور و تشویه در بستر معلق را نشان میدهد. در این روش بار کاملاً نرم و خشک شده توسط یک انرژی مستقیماً بداخل محوطه احتراق که ممکن است یک مبدل حرارتی یا دیگ بخار باشد تزریق میشود. از یک لوله جانبی نیز هوا به آن محوطه وارد میگردد.

بار به محض ورود به محوطه احتراق، در اثر تماس کامل با هوا تشویه شده و انرژی



شکل ۶-۶- یک نوع دیگراز کوره های تشویه در بستر معلق

حرارتی خود را به محیط می‌دهد. گازهای خروجی پس از خارج شدن از محوطه احتراق، غبار خود را به یک سیکلون و سپس غبار گیر داده و چون حاوی SO_2 هستند قابل بهره برداری برای ساختن اسید سولفوریک می‌باشند.

در حقیقت در این روش از بار به عنوان سوخت یک منطقه احتراق، که ممکن است مربوط به یک دیگ بخار یا مبدل حرارتی باشد استفاده شده است. این روش در مورد بار نرم و پر عیار که مقدار گوگرد آن زیاد است میتواند بکار برده شود درجه حرارت محوطه احتراق بالا بوده و از ۹۰۰ درجه سانتیگراد کمتر نیست. در این مورد نیز با مسئله خوردگی گازها و فولادهای مقاوم و بالاخره خارج کردن غبار از محوطه روبرو هستیم که اقتصادی بودن طریقه به عوامل بسیار بستگی خواهد داشت. باید در نظر داشت که درجه حرارت بالای محوطه احتراق باعث ایجاد مقدار بیشتری Fe_2O_3 نیز میگردد.

جدول شماره ۶-۲ مشخصات بعضی از دستگاههای تشویه معلق را که در حال کار و تولید میباشند نشان میدهد. در جدول مزبور قسمت الف و ب مشخصات کوره ای را نشان میدهد که محصول آن در تولید مات در کوره شعله ای مورد استفاده قرار میگیرد در صورتیکه در قسمت ج مشخصات کوره ای است که محصول آن بایستی از طریق متالورژی تر جهت استخراج مس مصرف شود.

جدول ۲-۶

تست‌های کوره‌های

محل کوره های تشویه	الف	ب	پ
	شرکت Tennessee Copper ۱۹۷۲	Kennett Hayden Arizona ۱۹۷۰	Chambishi Zambia ۱۹۶۶
قطر داخل به (متر)	۴	۷	۷/۵
ارتفاع به (متر)	۵	۶	۱۲
درجه حرارت تشویه (°C)	۵۰۰	۵۵۰	۶۸۰
رطوبت در مواد به درصد	۲۰-۲۲	۸-۱۱	۳۰
مقدار سرعت هوا m. Sec	۰/۱۳-۰/۲۲	۰/۲۵-۰/۳۵	۰/۱۵
درصد حجمی هوا به Nm ^۳ /min	۱۰۰-۱۷۰	۴۰۰-۷۰۰	۳۲۵
مقدار SO _۲ به [%]	۱۵/۳	-	-
مقدار گوگرد در محصول %	۱۰-۱۲	۱۴	۱۵
مقدار محصول به تن در روز	۱۸۰-۲۷۰	۷۰۰-۱۳۰۰	۲۲۰
عیار مس در محصول	[۲۰%]	[۲۱%]	[۲۰-۲۵%]

مقدار محصول این کوره را در این جدول مشاهده می‌کنید

مقدار محصول این کوره را در این جدول مشاهده می‌کنید

اصول نظری تهیه مات

ذوب مس و تهیه مات :

اصول ذوب و تهیه مات بر اساس قاعده کلی تشکیل فازهای مختلف که قابل تفکیک از یکدیگرند، قرار دارد بطور کلی در ذوب مس اغلب حداقل دو فاز با وزن مخصوص های مختلف تشکیل میشود.

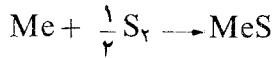
الف - فاز سولفیدی که مات نامیده میشود و از سولفور مس Cu_2S و سولفور آهن FeS که در یکدیگر محلولند تشکیل شده است. وزن مخصوص مات حدود $5.5-5.3 \text{ gcm}^{-3}$ است و فلزات گران بها به طور کلی در این فاز قابل حل اند.

ب - فاز سیلیکاتی که از سیلیکات های کلسیم، آهن و غیره تشکیل شده و دارای وزن مخصوصی حدود $3-2.5 \text{ gcm}^{-3}$ است بنابراین از مات سبکتر بوده و قسمت سرباره را تشکیل میدهد و به راحتی از مات قابل تفکیک میباشد برای درک بهتر مطلب، دو قسمت فوق به تفصیل در زیر شرح داده می شود.

الف - تشکیل مات و اصول تئوری آن :

مات در حقیقت یک نوع پرعیار کردن برای مس میباشد زیرا هنگام تشکیل مات تمامی مس به صورت سولفور درآمده، همراه با سولفور آهن و احتمالاً سایر سولفورهای فلزی از بقیه گانگ جدا میشود. از آنجا که استخراج مس از مات مستلزم کار برد انرژی نیست و مات به علت داشتن ترکیبات انرژی زا از نقطه نظر مصرف انرژی خود کفا میباشد (برای این منظور باید میزان سولفور آهن موجود در مات از حد معینی کمتر نباشد). استخراج مس از طریق تهیه مات نسبت به تشویه و سپس احیاء مس از نقطه نظر اقتصادی بیشتر مقرون به صرفه است. در عین حال مس حاصل از این طریقه به علت خلوص بیشتر هزینه تصفیه کمتری را نیز در بر

خواهد داشت. لذا استخراج آتشی مس در صنعت منحصراً از این طریق به عمل می آید. تشکیل مات بر اساس Affinite (تمایل) بسیار زیاد مس با گوگرد در حرارت‌های بالا می‌باشد و واکنش را بطور کلی میتوان به صورت زیر نوشت.



$$A = -\Delta H + T\Delta S$$

برای انجام واکنش لازم است که A مثبت باشد. مقدار A بستگی به درجه حرارت داشته و اگر فرض شود که تغییرات ΔH و ΔS با درجه حرارت قابل صرف نظر کردن باشد، در این صورت مقدار A رابطه مستقیم با درجه حرارت خواهد داشت. با اضافه شدن درجه حرارت مقدار A نیز بزرگ میشود و اگر واکنشی در درجه حرارت عادی بدلیل منفی بودن A قابل انجام نباشد، با بالا رفتن درجه حرارت، A مثبت شده و واکنش انجام میگیرد و از روی رابطه میتوان درجه حرارتی را که به ازای آن واکنش شروع به انجام میکند محاسبه نمود.

$$A = -\Delta H + T\Delta S = 0 \quad T = \frac{\Delta H}{\Delta S}$$

۱-۷- مقایسه اثر گوگرد نسبت به مس و آهن:



$$A = -\Delta H + T\Delta S = -\Delta H + T[S_{\text{FeS}} - (S_{\text{Fe}} + S_{\text{S}})]$$

$$A = 22790 + 298[16/1 - (6/5 + 7/64)] = 23375$$

در شرایط کار کوره ذوب مات که درجه حرارت ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد است. مقدار

(A) عبارت خواهد بود از:

$$A = 22790 + 1473[16/1 - (6/5 + 7/64)] = 25700$$

و اگر همین محاسبات را در مورد Cu_2S انجام داده شود در درجه حرارت عادی مقدار $A = 61000$ و در درجه حرارت ۱۴۷۳ این مقدار بحدود ۷۶۰۰۰ میرسد و بدین ترتیب ملاحظه میشود که واکنش ترکیب گوگرد و مس بعلت داشتن A بزرگتر نسبت به آهن زودتر انجام گرفته و اصولاً تا موقعیکه مس در محیط وجود داشته باشد، آهن وارد واکنش با گوگرد و تشکیل سولفور آهن نخواهد شد.

واکنش پذیری فلزات با گوگرد در درجه حرارت محیط (۲۹۸ کلوین) به ترتیب عبارتست از، مس، منگنز، آهن، سرب و در درجه حرارت ۱۲۰۰ درجه سانتی گراد ترتیب فوق به، منگنز، مس، روی، آهن، سرب و غیره تغییر می یابد. چون معمولاً مقدار منگنز در سنگهای معدنی بسیار کم است و اصولاً نحوه تشکیل سنگهای معدنی منگن دار با نحوه تشکیل سنگهای معدنی مس دار متفاوت است لذا سنگهای معدنی مس عملاً فاقد منگنز هستند بنابراین مات حاصل فاقد سولفور منگنز خواهد بود. از طرف دیگر چنانچه سرب و روی در سنگهای معدنی مس وجود داشته باشند وارد مات خواهند شد ولی از آنجائیکه این سنگها اکثراً از طریق فلوتاسیون پر عیار میشوند و در طریق اخیر فلزات دیگر تقریباً بطور کامل جدا میشوند لذا مات مس فقط شامل سولفورهای مس و آهن خواهد بود. وجود سولفور آهن در مات نه تنها مضر نیست بلکه لازم نیز میباشد زیرا سولفور آهن عنصر اصلی تولید انرژی در کنورتور است و تشکیل FeO قسمت عمده حرارت لازم برای کنورتور را تامین میکند و از طرف دیگر وجود سولفور آهن باعث پائین آمدن نقطه ذوب مات میشود و در نتیجه میتوان عمل گداز سولفور کننده را در درجه حرارت کمتری انجام داد.

* ۷-۲ اصول تئوری مات :

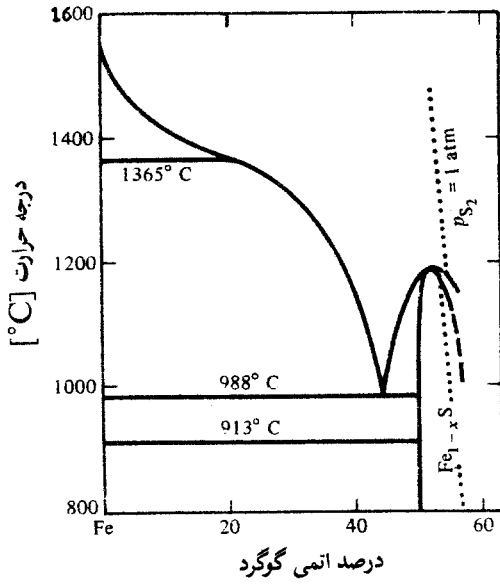
برای تولید مات بررسی سیستمهای $Fe-S$ ، $Cu-S$ ، $Cu-Fe-S$ و دیاگرام سه تایی $Cu-Fe-S$ ضرورت دارد که به بررسی یکایک آنها پرداخته میشود.

۷-۲-۱ دیاگرام $Fe-S$:

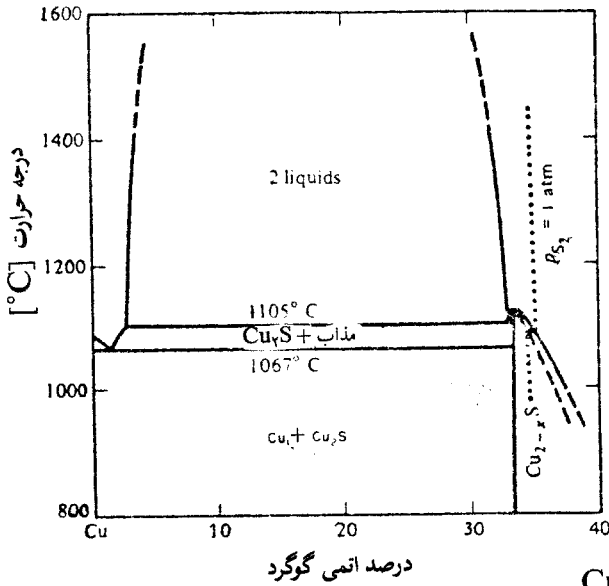
آهن و گوگرد در حالت مذاب کاملاً در یکدیگر حل میشوند ولی با کم شدن درجه حرارت و جامد شدن سولفور آهن به سرعت از محلول خارج میشود. وجود سایر عناصر در جدا شدن تاثیر بسیار مهمی داشته و مقادیر بسیار کم سایر عناصر جدا شدن سولفور آهن را به شدت تسریع میکند. اگر درصد گوگرد بالا برود. سولفور آهن دو ظرفیتی با گوگرد اضافی وارد ترکیب شده و FeS_2 بوجود میآید (شکل ۷-۱).

۷-۲-۲ دیاگرام $Cu-S$:

گوگرد و مس یک ظرفیتی بطور محدود در یکدیگر حل میشوند و دارای یک منطقه غیر محلول میباشد که بازای ۱/۵٪ گوگرد شروع و به ۹/۸٪ گوگرد ختم میشود. شکل ۷-۲ این دیاگرام را نشان میدهد.



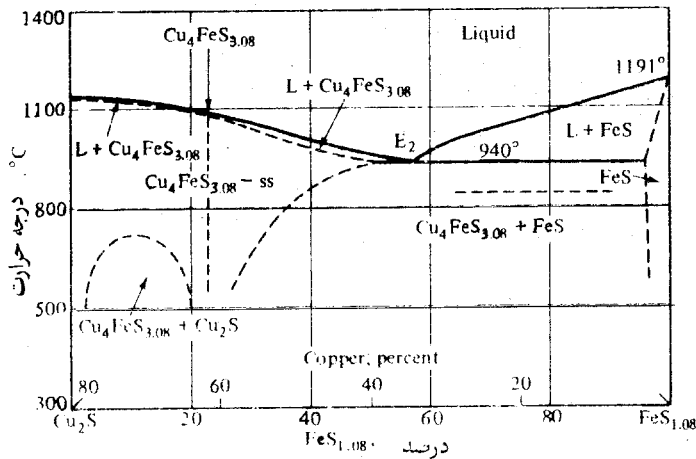
شکل ۱-۷- دیاگرام تعادل Fe-S



شکل ۲-۷- دیاگرام تعادل Cu-S

۷-۲-۳ FeS - Cu₇S : دیاگرام

این دیاگرام بخوبی شناخته نشده است. منحنی مربوط به حالت مذاب کاملاً مشخص بوده و سولفور آهن و مس در یکدیگر به طور کامل حل میشوند ولی حالت‌های مربوط به جامد هنوز بطور دقیق معلوم نیست. احتمالاً این سولفورها در هر دو طرف دیاگرام یک قسمت محلول دارند. عبارت دیگر احتمالاً در حالت جامد قسمتی از سولفورها از یکدیگر جدا میشوند و مقدار حلالیت آنها در یکدیگر در حالت جامد کم است (شکل ۷-۳).



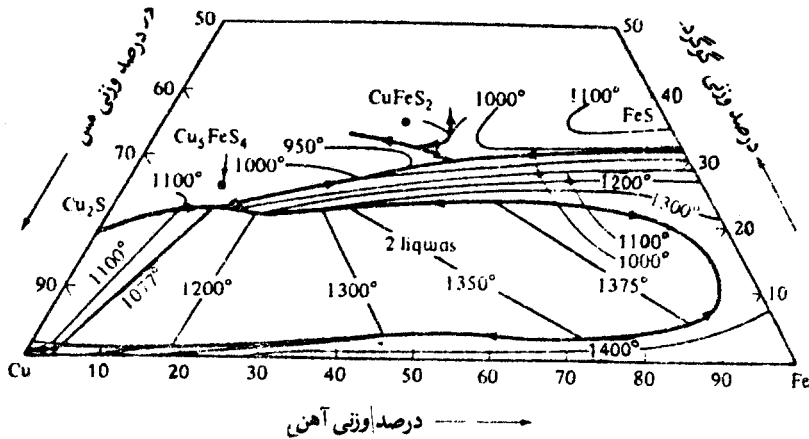
شکل ۷-۳ دیاگرام تعادل FeS - Cu₇S

این دیاگرام دارای یک اتکتیک با حدود ۵/۵۷٪ سولفور آهن بوده و نقطه ذوب آن حدود ۹۴۰ درجه سانتیگراد میباشد. در ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد ترکیبی بوجود می‌آید که دارای ۷۹٪ Cu₇S بوده و فرمول آن با ۲Cu₇SFeS تطبیق میکند نقطه ذوب سولفور مس و آهن نزدیک به یکدیگر بوده و به ترتیب ۱۱۱۰ و ۱۱۹۰ درجه سانتیگراد میباشد.

۷-۲-۴ Cu - Fe - S : دیاگرام سه تایی

در این سیستم یک منطقه غیر محلول وسیعی وجود دارد که از سیستم Cu - Cu₇S به سیستم Cu - Fe - S راه یافته و این منطقه نقص انحلال در جلوی سیستم Fe - FeS ختم میگردد. از طرفی در این دیاگرام نیز یک اتکتیک سه تایی با حدوداً ۳۴٪ مس و ۳۵٪ آهن و ۳۱٪ گوگرد وجود دارد که نقطه ذوب آن حدوداً ۹۳۰ درجه سانتیگراد

میباشد در درجه حرارتهای بالا در این دیاگرام ترکیبی شبیه بورنیت به فرمول $2Cu_7SFeS$ تشکیل میگردد که قادر به حل مقدار قابل توجهی FeS است. نقطه ذوب این ترکیب ۱۱۰۰ درجه و در درجه حرارتهای کمتر از ۷۰۰ درجه سانتیگراد این ترکیب به مواد اولیه تشکیل دهنده خود تجزیه میشود (شکل ۴-۷).



شکل ۴-۷- دیاگرام تعادل Cu - Fe - S

با توجه به مطالب گفته شده نتیجه میشود برای آنکه یک مات با نقطه ذوب نسبتاً پائین بدست آید (حدود ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد) بایستی تشکیل دهنده‌های اصلی آن Cu_7S و FeS باشد تجربه نشان داده است حداکثر مقدار مس در مات باید به حدود ۵۵-۵۰٪ محدود گردد چون مخارج کنورتور بعلت کم شدن عامل گرمازا (گوگرد و آهن) بالا میرود و بایستی برای آن تاسیسات اضافی زیادی در نظر گرفت تا تلفات حرارتی کنورتور به حداقل ممکن کاهش یابد. از طرفی حداقل مس نیز نباید کمتر از ۲۵-۲۰٪ باشد (در غیر این صورت هزینه عملیات بعدی روی مات مس بالا میرود). بنابراین مات صنعتی تهیه شده باید ما بین خطوط موازی در صد مس بین ۲۵-۲۰٪ و ۵۵-۵۰٪ و خط اوتکتیک Cu_7S FeS و بالای منطقه نقص انحلال یعنی در قسمت هاشور زده شکل (۴-۷) قرار داشته باشد.

باید توجه داشت که اگر مات مس در خارج قسمت هاشور خورده قرار گیرد، در قسمت بالا با زیاد بودن گوگرد ورقیق شدن مات و اگر در قسمت پائین منطقه هاشور خورده قرار گیرد در این صورت با کمبود گوگرد مواجه هستیم که این خود باعث تشکیل مس فلزی میگردد و چون در قسمت نقص انحلال قرار دارد طبق دیاگرام $Cu - S$ قسمتی از مس از مات جدا شده و تولید فاز مستقل خواهد کرد که این

خود بر خلاف هدف ذوب و تهیه مات میباشد.

در کاتانگا به علت در دسترس نبودن ذغال سنگ و در نتیجه کک که از فاصله دوری به کارخانجات ذوب مس حمل میشود و بهای گران آن، مات مس با ترکیب ۶۵-۶۰٪ مس تهیه میکنند و به این ترتیب در مصرف کک در کوره ذوب تهیه مات صرفه جویی میکنند. این عمل از طریق پر عیار کردن بیشتر سنگهای معدنی مس و حذف بیشتر گوگرد انجام میگردد. عملیات بعدی روی این مات بعلت کمبود مواد گرمازا دقت بیشتری لازم داشته و هزینه تولید را بالا میبرد. در هر حال مقدار مناسب مس در مات در حدود ۵۰-۳۵٪ میباشد و خارج از این حدود عملاً هزینه عملیات بعدی روی مات مس بالا میرود. جدول ۱-۷ کنسانتره و مات مس بکار برده شده را در چند کارخانه ذوب مس نشان میدهد.

۳-۷ سرباره کوره های تهیه مات :

سرباره از ترکیبات موجود در گانگ سنگ معدنی و مواد گداز آور که برای کاهش نقطه ذوب گانگ اضافه میشوند تشکیل یافته است.

معمولاً سنگ معدن مس دارای گانگ اسیدی که بطور عمده از سیلیس تشکیل شده است میباشد. نقطه ذوب گانگ معمولاً بسیار بالا است (نقطه ذوب سیلیس حدود ۱۷۲۵ درجه سانتیگراد میباشد) و برای آنکه بتوان آنرا در شرایط کار کوره در تهیه مات مس ذوب نمود باید مواد گداز آوری به آن اضافه نمود. در مورد گانگ سیلیسی مواد گداز آور عبارتند از CaO ، MgO و به خصوص FeO / این مواد خود دارای نقطه ذوب بالا هستند (نقطه ذوب CaO حدود ۲۵۷۰ درجه سانتیگراد میباشد) ولی ترکیب سیلیس با آنها تولید انواع سیلیکاتها را میکند که نسبتاً زود گداز هستند. سیلیکات های آهن بسیار زود گداز و سیال بوده و نقطه ذوب آنها تا ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد میرسد در حالیکه سیلیکاتهای کلسیم دیر گدازتر هستند. بطور معمول سیلیکاتهای تشکیل شده در کوره ذوب و تهیه مات مس دارای درجه حرارت گداز بین ۱۳۰۰-۱۱۰۰ درجه سانتیگراد میباشد که بستگی به ترکیب این سیلیکاتها دارد لذا سرباره کوره تهیه مات مس به صورت ترکیبی از سیلیکاتهای آهن و کلسیم باید باشد. اگر گانگ سنگ معدنی آهنی باشد در این صورت بعنوان ماده گداز آور از سیلیس استفاده میکنند و از آنجائیکه وجود سیلیکاتهای آهن نیز در سرباره کوره تهیه مات مس مورد نیاز است لذا باید مقداری هم اکسید آهن به مواد گداز آور اضافه نمود که همراه این اکسیدهای آهن باید مقدار سیلیس بیشتری که برای ترکیب آن لازم است اضافه کرد. در هر حال یک سرباره خوب باید شرایط زیر را دارا باشد.

جدول شماره ۷-۱ ترکیبات کمسانتره و مات مس در چند کارخانه ذوب مس در ایران و جهان

نام کارخانجات	نوع کوره و مصرفی و بار	انالیز کمسانتره به درصد						انالیز مات مس به درصد			انالیز سرباره به درصد						
		Cu	Fe	S	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	SiO ₂	Cu	Fe	S	Cu	SiO ₂	Fe	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
شرکت ملی صنایع مس ایران (۱۳۶۴)	کوره شعله‌ای (بار خشک)	۲۹/۰۴	۱۶/۷۶	۲۳/۳۷	—	۹/۲۹	—	۹/۷۴	۴۴/۴	۲۶/۹۸	۲۳/۵۱	۰/۷۷	۳۷/۵	۲۷/۵	—	۹/۵۱	—
Hindustan Copper Ltd (۱۹۷۶)	کوره شعله‌ای بار خشک بار تشویه شده	۲۹	۲۸	۳۰	۱/۸	۰/۵	۰/۷	۶/۵	۴۳	۲۹	۲۴	۰/۴۱	۳۳/۴	۴۳/۲	۷/۵	۱/۵	۲/۱
Kennecott (Utah) (۱۹۷۰)	کوره شعله‌ای بار (Green)	۲۹	۲۵	۳۱	۲	—	—	۸	۴۱	۳۱	۲۵	۰/۴۱	۲۸	۳۷	۵	۶	—
Lubumbashi - کاتانگا ۱۹۷۷	(بار زینتر شده) کوره الکتریکی	۲۷	۱۸	۲۷	۱	۲	۲	۵	۶۳	۶	۲۰	۱/۰۹	۲۹	۲۵	۶	۵	۶
Boliden (۱۹۵۴)	کوره تشویه شده و خشک (بار خشک)	۲۹	—	۳۰	—	—	—	—	۳۴	۳۰	۲۵	۰/۳۱	۴۹	۳۲	۸	۵	۲
INCO ۱۹۷۲	کوره اینکو (بار خشک)	۲۹	۳۲	۳۳	—	—	—	۲/۵	۴۷	۲۶	۲۴	۰/۶۲	۲۶	۳۷	—	—	—
Hitachi (۱۹۷۴)	کوره اتسو کومبو (بار خشک)	۲۹	۲۵	۳۰	—	—	—	۶	۴۹	۲۱	۲۵	۱	۳۴	۳۴	—	—	—
Toyo (۱۹۷۳)	کوره اتسو کومبو (بار خشک)	۲۸	۲۳	۲۸	—	—	—	—	۴۹	۲۳	۲۳	۱	۴۰	۳۳	—	—	—
Tamano ۱۹۷۳	کوره اتسو کومبو کوره الکتریکی (بار خشک)	۲۴	۲۷	۲۸	۱	—	—	۱۲	۴۷	۲۵	۲۴	۰/۵۳	۲۶	۳۷	—	—	—

۱- در درجه حرارت نسبتاً پائین (۱۲۰۰-۱۱۰۰ درجه سانتیگراد) تشکیل و ذوب شود.

۲- تا حد امکان وزن مخصوص پائین داشته باشد g/cm^3 (۲-۲/۵) تا مات بتواند باسانی از آن جدا شود. وزن مخصوص مات حدود g/cm^3 ۵-۵/۵ می باشد. سیلیکاتهای آهن بر وزن مخصوص سرباره می افزایند.

۳- سیالیت کافی داشته باشد سیالیت سرباره بستگی به ترکیب و مقدار سیلیکاتهای آهن به خصوص ارتوسیلیکات آهن $(FeO)_2SiO_2$ دارد، که بر خاصیت خوردگی آن نیز اثر گذاشته و آنرا شدت میدهد لذا انتخاب دقیق ترکیب سرباره با توجه به سیالیت و خوردگی و وزن مخصوص و درجه حرارت ذوب باید صورت گیرد.

۴- سرباره باید با حداقل مواد گداز آور تشکیل شود چه اگر مواد گداز آور زیاد باشد، هزینه ذوب در کوره بالا رفته و مس بیشتری همراه با سرباره خارج میشود.

۵- سرباره باید فاقد خاصیت حل کردن مات باشد. برای آنکه شرایط فوق فراهم شود باید ترکیب سرباره در حدود Sesquisilicate ها یا بی سیلیکاتهای آهن و کلسیم باشد.

ترکیب یک سرباره مناسب به قرار زیر است :

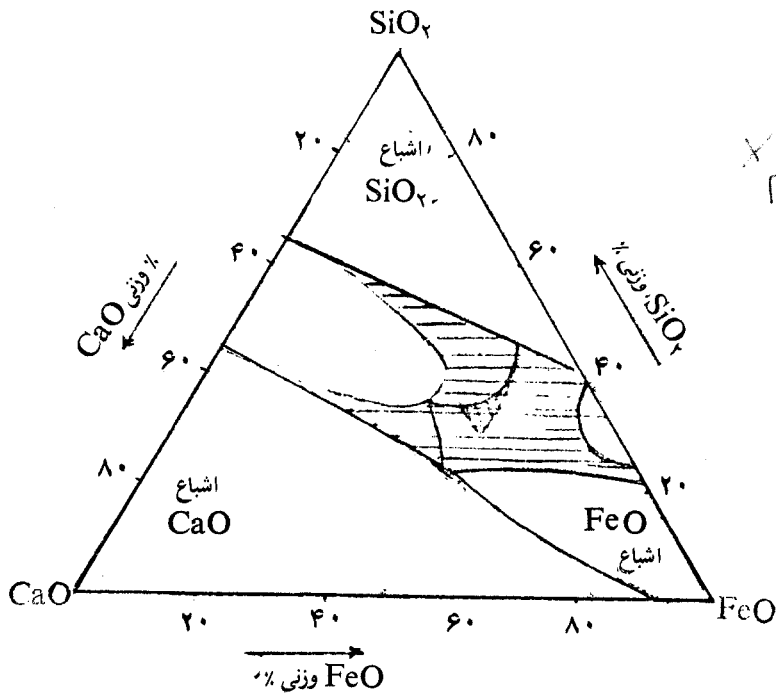
SiO_2	۳۲ - ۴۵ %
CaO	۱۰ - ۲۲ %
FeO	تا ۵۰ %

در ترکیب سرباره میتوان مقداری از اکسید کلسیم را توسط MgO جانشین نمود. هم چنین ممکن است مقداری سیلیس توسط Al_2O_3 جانشین شود ولی مقدار مجاز آلومین حدود ۳-۸٪ می باشد و اگر مقدار آن از حد ذکر شده تجاوز کند بر غلظت سرباره افزوده خواهد شد. مقدار سیلیس موجود در سرباره بسیار مهم است. اگر مقدار سیلیس از ۲۵٪ کمتر شود نقطه ذوب سرباره بالا بوده و وزن مخصوص آن نیز بالا خواهد رفت و بالعکس اگر سیلیس از حدود ۵۰٪ تجاوز کند باز هم نقطه ذوب بالا رفته و سیالیت شدت کم میشود.

سرباره تا حد امکان باید فاقد اکسید مغناطیسی آهن Fe_3O_4 باشد. این ترکیب که در هنگام تشویه به خصوص تشویه در حرارت بالا تشکیل میشود در کوره ذوب و تهیه مات مضر بوده و اگر عیار مات مس بالا باشد، بطور کامل از مات مس خارج شده و وارد سرباره میگردد. وارد شدن این اکسید در سرباره باعث بالا رفتن نقطه ذوب، کم شدن سیالیت و

به خصوص بالا رفتن قابلیت حل کردن مات توسط سرباره میشود و بدین ترتیب تلفات مس را در کوره ذوب بالا می برد. این ترکیب میتواند در داخل کوره ذوب و تهیه مات مس نیز تشکیل گردد و بستگی به محیط گازی کوره ذوب دارد. هر قدر این محیط بیشتر اکسید کننده باشد، مقدار اکسید مغناطیسی نیز بیشتر خواهد شد.

خاصیت حل شدن مات مس در سرباره به ترکیب سرباره بستگی دارد. هر قدر مقدار $CaO + MgO$ در سرباره بیشتر و FeO کمتر باشد خاصیت حل شدن مات مس در سرباره کمتر خواهد بود ولی همانطور که ذکر شد از وجود اکسیدهای آهن در بار کوره ذوب تهیه مات مس نمیتوان صرف نظر نمود زیرا اکثراً سنگهای معدنی مس دار حاوی ترکیبات آهن دار نیز هستند که در شرایط کار کوره اکسید شده و خواه نا خواه وارد سرباره میگرددند و از طرف دیگر وجود اکسید آهن در سرباره برای پائین آوردن نقطه ذوب و بالا بردن سیالیت سرباره لازم است. دیاگرام سه تایی $CaO - FeO - SiO_2$ در شکل (۷-۵) نمایش داده شده است.



شکل ۷-۵- دیاگرام تعادل $CaO - FeO - SiO_2$

بطوریکه از روی دیاگرام ملاحظه میشود این دیاگرام فاقد اتکتیک سه تائی میباشد و درجه حرارت‌های پائین برای سرباره کوره ذوب مس از ارتوسیلیکات آهن $(\text{FeO})_2\text{SiO}_2$ و متاسیلیکات کلسیم CaOSiO_2 تشکیل شده که روی دیاگرام با هاشور مشخص شده است.

ترکیبات داخل قسمت هاشورزده در ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد بطور کامل بصورت مذاب هستند. حداقل نقطه ذوب برای منحنی مذاب در ناحیه ای قرار دارد که ترکیب سه سازنده آن بقرار زیر است.

SiO_2	۳۷%
FeO	۴۶%
CaO	۱۷%

که نقطه ذوب آن حدوداً ۱۰۹۰ درجه سانتیگراد است. این ناحیه در روی دیاگرام با هاشور مضاعف نمایش داده شده است. همانطوریکه نیز قبلاً اشاره گردید وجود Fe_3O_4 در سرباره بسیار مضر میباشد زیرا این اکسید باعث بالا رفتن نقطه ذوب و هم چنین غلظت سرباره میشود، مقدار Fe_3O_4 تشکیل شده بستگی به محیط گازی کوره ذوب و تهیه مات مس دارد. هر قدر نسبت $\frac{\text{CO}_2}{\text{CO}}$ بزرگتر باشد. مقدار تشکیل این اکسید بیشتر خواهد بود لذا در کوره قائم که مقدار CO در محیط گازی قابل توجه است و محیط احیاء کننده میباشد مقدار اکسید مغناطیسی آهن کمتر است ولی در کوره شعله ای به علت آنکه محیط کم و بیش خنثی است، مقدار اکسید مغناطیسی آهن تشکیل شده بیشتر بوده و در نتیجه تلفات مس نیز بیشتر است.

نقطه ذوب سرباره بستگی به عناصر ناخالصی های دیگر نیز دارد. اکسیدهای قلیائی نقطه ذوب را بشدت پائین می آورند و نیز بر سیالیت سرباره می افزایند بالعکس اکسید های فلزی مانند اکسید تیتان بر غلظت سرباره می افزاید و بالاخره وجود کم گوگرد در سرباره خاصیت حل شدن مس را در سرباره افزایش میدهد.

تلفات مس در سرباره :

تلفات مس در سرباره ناشی از دو عامل زیر میباشد.

- ۱- تلفات شیمیائی .
- ۲- تلفات مکانیکی .

که اینک به شرح هریک از آنها پرداخته میشود.

۱- تلفات شیمیائی :

این مقدار بستگی به تعادل شیمیائی بین مات و سرباره دارد. مقدار تلفات شیمیائی مس را میتوان به عوامل زیر مربوط نمود.

الف - میل ترکیبی مس به اکسیژن .

ب - اکتیویته مس در فاز آهن فلزی و گوگرد.

الف - کوره در شرایط ذوب و تهیه مات عملاً فاقد اکسیژن بوده و تمامی اکسیژن در سرباره است و چون مقدار تمایل مس نسبت به اکسیژن بسیار کم است لذا تلفات مس ناشی از میل ترکیبی مس نسبت به اکسیژن در کوره های ذوب و تهیه مات مس نا چیز خواهد بود معهداً در کوره قائم که اکسیژن فعالیت بیشتری دارد این تلفات نسبت به کوره شعله ای بیشتر خواهد بود .

ب - فاز آهن فلزی در سرباره بستگی به عیار مس در مات دارد . هر قدر مقدار آهن فلزی در سرباره بیشتر باشد عبارت دیگر آنکه گوگرد موجود در محیط بار کوره کمتر باشد، مقدار بیشتری از آهن احیاء شده و وارد سرباره میگردد و چون مس و آهن در حالت مذاب کاملاً محلول هستند لذا تلفات مس در سرباره افزایش خواهد یافت و بالعکس در ماتهای فقیر یا کم عیار عملاً فاز آهن فلزی در سرباره وجود نداشته و تلفات مس نیز بسیار کم خواهد بود . گوگرد نیز نقش مشابه با فاز آهن در سرباره دارد و وجود آن در سرباره باعث حل شدن مس میگردد ولی از آنجائیکه در کوره های تهیه مات عملاً تمامی گوگرد وارد مات میشود لذا مقدار این تلفات نیز نا چیز خواهد بود و بطور کلی میتوان گفت که تلفات شیمیائی مس در سرباره بستگی به عیار مس در مات خواهد داشت و در ضمن نسبت $\frac{CO_2}{CO}$ نیز در مقدار این تلفات مؤثر است .

۲- تلفات مکانیکی :

این تلفات ناشی از وارد شدن ذرات ریز مات مس به سرباره و عدم امکان خروج این ذرات ریز از سرباره میباشد . مقدار این تلفات بستگی بعوامل زیر دارد .

الف - غلظت سرباره :

هر قدر سیالیت سرباره کمتر باشد، تعداد ذرات مات مس که در داخل سرباره محبوس شده و نتوانسته اند خارج شوند بیشتر خواهند بود .

ب - تلاطم و جوشش مات :

اگر مات در حال جوشش و تلاطم باشد، تعداد ذرات ریز که وارد سرباره میشوند بیشتر خواهند بود و بهمین دلیل مقدار تلفات مکانیکی مس در کوره های الکتریکی که مات دائماً در حال تلاطم میباشد نسبت به کوره شعله ای که یک کوره آرام بوده و مات مس در داخل آن بصورت کاملاً آرام قرار دارد بیشتر میباشد.

ج - ترکیب شیمیائی سرباره :

تلفات مکانیکی مس بخصوص به ترکیب شیمیائی سرباره بستگی دارد تمام ترکیباتی که غلظت سرباره را بالا ببرند بطور غیر مستقیم باعث بالا رفتن تلفات مکانیکی نیز میشوند. در بین این ترکیبات از همه مهمتر اکسید مغناطیسی آهن را میتوان نام برد.

د - عیار مس در مات :

تلفات مکانیکی مس بستگی به عیار مس نیز دارد زیرا هر قدر مات مس پرعیارتر باشد، ذرات مات مس محبوس شده در سرباره حاوی مس بیشتری خواهد بود.

بطور کلی برای آنکه میزان تلفات مس در سرباره پائین باشد لازمست که :

۱- تا حد امکان اقتصادی، عیار مس در مات پائین باشد.

۲- ترکیب و سیالیت سرباره بطور کامل کنترل شود.

۳- محیط کوره کمی احیاء کننده باشد.

۴- بار و سرباره تا حد امکان آرام بدون تلاطم باشد.

۵- مقدار سرباره نسبت به مقدار مات زیاد نباشد زیرا هر قدر سرباره، زیادتری تولید شود، تلفات مس نیز بیشتر خواهد بود بعبارت دیگر بار کوره باید از سنگ های پرعیار تشکیل شود. بطور کلی عیار مس در سرباره در حدود $1/2 - 0/2\%$ میباشد که حداقل آن مربوط به مات مس با عیار کم (حدود 25%) و سرباره کاملاً سیال و فاقد اکسید مغناطیسی آهن و حداکثر آن مربوط به مات با عیار بالا (مقدار مس بالاتر از 60%) و سرباره غلیظ و حاوی اکسید مغناطیسی آهن زیاد است در هر حال قسمت عمده تلفات مس در سرباره مربوط به تلفات مکانیکی میباشد.

✓

فصل هشتم

تهیه مات

کوره‌های ذوب و تهیه مات مس

مات مس را در کوره‌های مختلف میتوان تهیه کرد. این کوره‌ها بطور عمده عبارتند از:

- ۱- کوره شعله‌ای (کوره روربر).
- ۲- کوره قائم از نوع واترژاکت.
- ۳- کوره‌های الکتریکی.
- ۴- روش‌های جدید برای تهیه مات

۱- کوره شعله‌ای (کوره روربر):

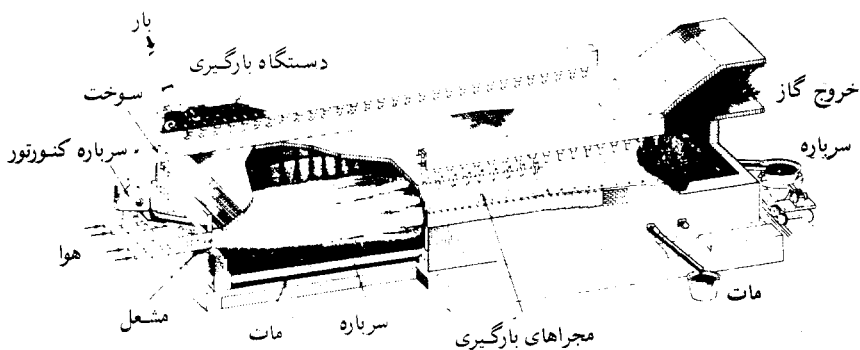
این کوره‌ها عموماً مکعب مستطیل هائی هستند که شعله توسط مشعل از یک سر وارد شده و پس از عبور از روی سطح بار، از انتهای دیگر خارج میشود. عبور شعله از روی سطح بار باعث میشود که قسمتی از انرژی حرارتی شعله به بار منتقل گردد ولی قسمت عمده انرژی لازم برای عمل ذوب از طریق تشعشع انرژی موجود در محصولات احتراق توسط سقف و دیواره‌های کوره تامین میگردد برای آنکه از انرژی موجود در گازها استفاده بیشتری بعمل آید لازم است که شعله مستقیماً به سقف تابانده شود. این امر باعث بالا رفتن شدید درجه حرارت در سقف شده و در نتیجه از عمر آن میکاهد و اگر شعله به خط مستقیم از روی بار عبور داد شود در این صورت راندمان انرژی حرارتی بسیار پائین خواهد بود. وضع قرار گرفتن مشعلها و زاویه آنها نسبت به افق بستگی بشرایط کار کوره بهای انرژی و استهلاك سقف دارد. در هر حال مشعل را طوری تنظیم میکنند که درجه حرارت سقف از حدود ۱۵۵۰-۱۵۰۰ درجه سانتیگراد تجاوز نکند. بالا رفتن درجه حرارت از این حدود روی سقف موجب خرابی و کوتاهی مدت کار سقف

میشود و اگر درجه حرارت پائین تر باشد در این صورت راندمان حرارتی بسیار پائین بوده و عمل ذوب زمان بیشتری لازم خواهد داشت.

هر قدر طول کوره بیشتر باشد. انرژی منتقل شده از محصولات احتراق بطور مستقیم به بار در اثر عبور از روی سطح آن بیشتر خواهد بود از طرف دیگر طول کوره رابطه مستقیم با ظرفیت کوره داشته و نمیتوان آنرا از حد معینی بیشتر در نظر گرفت. در هر حال گازهای خروجی کوره بسیار گرم بوده و درجه حرارت آنها بین ۱۲۰۰-۱۰۰۰ درجه سانتیگراد تغییر میکند. عملاً نیمی از انرژی حاصل در دهانه مشعلها توسط این گازهای گرم بخارج برده میشود. این گازها هنگام عبور از روی سطح بار مقداری غبار نیز همراه خود بخارج میبرند که مقدار این غبارها بستگی به روش بار دهی دارد. اگر بار دهی در یک ردیف و از وسط سقف کوره بعمل آید در این صورت میزان غبار حمل شده توسط محصولات احتراق بیشتر خواهد بود. در هر حال

۵-۱٪ بار کوره همراه این گازها بخارج حمل میشوند

(چون گازهای خارج شده به شدت گرم هستند ابتدا از انرژی حرارتی موجود در آنها در دستگاههای مبدل حرارتی یا دیگ بخار استفاده میکنند و پس از سرد شدن غبار موجود در آنها را گرفته و به کوره بر میگردانند گازهای خروجی حاوی مقدار کمی SO_2 هستند که مقدار آن بستگی به محیط گازی ایجاد شده در داخل کوره دارد و هر قدر این محیط بیشتر اکسید کننده باشد مقدار SO_2 محتوی آنها بیشتر خواهد بود در هر حال مقدار SO_2 موجود در گازها حدود ۵-۲٪ است که از نظر اقتصادی استفاده و تبدیل آن به اسید سولفوریک در اکثر موارد مقرون به صرفه نیست ولی وجود این مقدار گاز مسائل بسیاری را از نقطه نظر خوردگی در دستگاههای مبدل حرارتی و یا دیگهای بخار ایجاد میکند. شکل ۸-۱ ماکت یک کوره شعله ای را نشان میدهد.



شکل ۸-۱ ماکت کوره شعله ای

این کوره‌ها بمناسبت محیط نسبتاً آرامی که دارند برای ذوب سنگهای معدنی بصورت پودر و هم چنین سنگهای معدنی پر عیار شده که آنها نیز اکثراً بصورت ذرات کوچک هستند بسیار مناسب هستند. محیط گازی در کوره تقریباً خنثی و یا کمی اکسید کننده است و در نتیجه کوره فقط عمل ذوب را انجام داده و واکنشهای احیاء در آن صورت نمیگیرد و گوگرد موجود در کوره نقش احیاء کننده مس و جمع کننده مس را دارد.

بار این کوره ترکیبی از مواد زیر میباشد.

۱- سنگهای معدنی:

سنگ معدنی پر عیار شده و به صورت پودر به کوره داده میشود. میزان گوگرد موجود در این سنگها قبلاً بطور دقیق تعیین شده است. در اکثر موارد قسمتی از بار مورد تشویه قرار گرفته است و قسمت عمده گوگرد آن حذف شده است که با بار تشویه نشده به مقدار معین مخلوط و به کوره داده میشود. در بعضی نقاط بار را بدون آنکه تشویه نمایند به کوره می دهند. در این صورت محیط کوره اکسیدان خواهد بود. تا مقداری از گوگرد اضافی اکسید شده و خارج شود. که در هر صورت، عیار مات پائین و از حدود ۳۰٪ تجاوز نمیکند. لازم به تذکر است که اگر گوگرد بیش از مقدار لازم بوده و امکان مخلوط کردن سنگ معدن با انواع کم گوگرد وجود نداشته باشد، مات حاصل بسیار کم عیار میباشد که در صورت نیاز به عیار بیشتر باید سنگ معدنی را به طور جزئی تشویه نمود.

۲- مواد گداز آور:

این مواد برحسب نوع گانگ سنگ معدنی تغییر میکنند. اگر گانگ سیلیسی باشد، مواد گداز آور آهنکی و همراه با اکسیدهای آهن است و اگر گانگ آهنکی باشد، مواد گداز آور سیلیسی خواهد بود در اکثر موارد سنگ معدنی گوگرد دار مس حاوی ترکیبات آهن نیز میباشد که وجود این ترکیبات عمل ذوب را از کاربرد اضافی اکسید آهن بی نیاز میکند ولی اگر آهن کافی نباشد با توجه به اینکه وجود اکسید آهن در سرباره لازم است باید کمبود آنرا جبران نمود. مواد گداز آور را قبلاً خرد نموده و در ابعاد ۶-۳ میلیمتر به بار کوره اضافه میکنند.

۳- غبار:

غبارها که از گازهای خروجی کوره پس گرفته شده اند بسیار نرم میباشد. این غبارها را

که در صافیهای کیسه ای یا دستگاه الکترو استاتیک به دست آمده اند کمی مرطوب نموده و به بار کوره اضافه میکنند. مقدار مصرف غبار به طور متوسط ۱۰-۵٪ بار است.

۴- سرباره کنورتور و کوره های تصفیه آتشی مسی :

این سرباره ها را چون دارای مقدار نسبتاً زیاد مس میباشد، به بار کوره شعله ای اضافی میکنند، در اکثر موارد سرباره به صورت مذاب از دریچه خاصی که برای آن تعبیه شده است مستقیماً به کوره اضافه میشود.

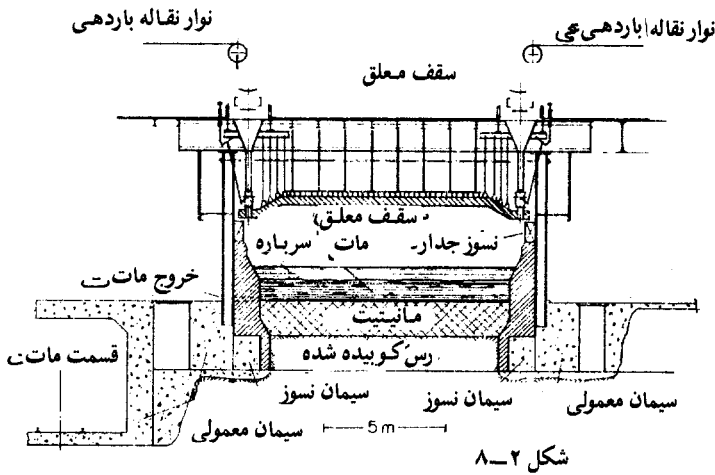
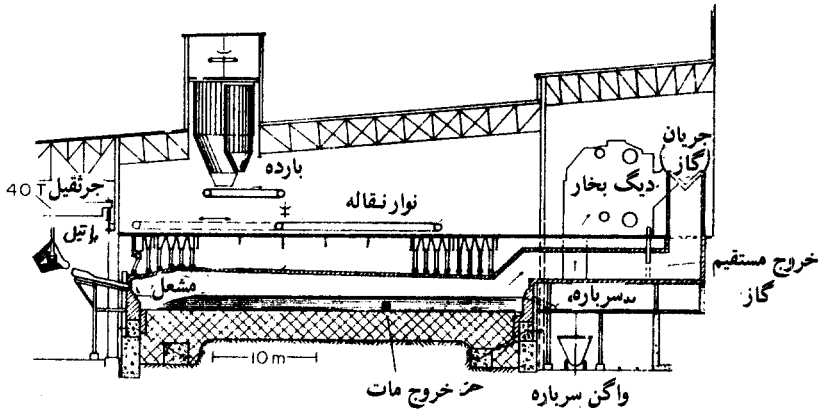
ساختمان کوره شعله ای :

الف - کف کوره :

کف کوره باید تمامی وزن مذاب را تحمل کند لذا باید سخت و کاملاً متراکم باشد. ضخامت مواد مذاب در روی کف تا ۹۰ سانتی متری رسد، و در نتیجه نیروی وزن بزرگ بوده و کف باید مقاومت مکانیکی لازم را دارا باشد، از طرف دیگر چون مات دارای قابلیت نفوذ پذیری بسیار زیاد است، اگر کف کاملاً فشرده نباشد مات به سرعت درون شکاف و تخلخل های آن نفوذ کرده و باعث خرابی آن میشود. استفاده از آجر نسوز به علت نفوذ مات در درزهای آن کمتر معمول میباشد و بیشتر از دوروش زیر برای ساختن کف کوره شعله ای استفاده میکنند. (شکل ۲-۸ مقاطع مختلف کوره شعله ای را نشان میدهد).

۱- کف سیلیس کوبیده شده:

برای این کار روی پی کوره به ضخامت ۳-۲/۵ متر بتن میریزند که قسمت بالائی آن بتن نسوز میباشد. روی کف بتن نسوز در صورت لزوم آجر چیده و روی آن یک قشر دانه های سیلیس با ضخامت کل ۴۰-۳۰ سانتیمتر به دفعات مکرر ریخته و میکوبند تا ذرات کاملاً به صورت متراکم در آیند. قبل از بار دهی کف را حرارت میدهند. حرارت در حدود ۱۳۰۰-۱۲۰۰ درجه سانتیگراد است و مدت آن ۵-۳ روز طول میکشد. در اثر حرارت سیلیس سطح کف بصورت تری دیمیت در می آید. انبساط حاصله از این تغییر شکل تمامی درزها را پوشانده و سطح کف را بصورت یک پارچه در می آورد. در حالیکه در عمق ذرات سیلیس تغییر شکل نداده و به صورت قبلی باقی میماند که به الاستیسیته کف کمک میکند. در ضمن کار که بتدریج کف خورده شده و از بین میرود، قشرهای سیلیس زیرین تبدیل به تری دیمیت شده و همواره یک پارچه شدن کف را حفظ میکند.



شکل ۲-۸

۲- کف سرباره‌ای :

در این روش کف کوره از سرباره‌های دیرگداز معمولاً سرباره کوره بلند ذوب آهن پوشانده میشود. برای این کار سرباره مذاب را در روی کف در چندین لایه میریزند هر بار پس از ریختن یک لایه سرباره به آهستگی آنرا سرد میکنند تا اینکه حتی المقدور یک تکه شده و از ترک جلوگیری کنند. تعداد لایه‌های سرباره ۱۲-۱۰ بوده و هر لایه بین ۷-۵ سانتیمتر ضخامت دارد و به این ترتیب یک ضخامت ۸۰-۵۰ سانتیمتری از سرباره در کف کوره تشکیل میشود.

در کارخانه مس سرچشمه کف از مانیتیت تشکیل شده است که این روش نیز در کوره‌های شعله‌ای تهیه مات متداول می‌باشد و براساس کف‌های سرباره‌ای و یا سیلیسی ساخته میشود.

ب - دیواره های کوره شعله ای :

این دیوارها به طور معمول ۳/۵-۴ متر ارتفاع دارند و در کف ضخامت آنها به ۱/۴-۱/۲ متر میرسد قسمت پائین دیواره چون با بار مذاب تماس دارد و سرباره مذاب نیز معمولاً اسیدی است از آجر نسوز سیلیسی ساخته شده است در قسمتهای بالا تر با قرار دادن واسطه روی آجرهای سیلیسی میتوان از آجرهای نسوز سیلیکو آلمین یا منیزیتی استفاده نمود. در هر حال اگر آجر منیزیتی بکار برده شود برای آنکه از خورده شدن آجر منیزیتی توسط آجر سیلیسی جلوگیری شود بترتیب نسوز نیمه سیلیسی و بعد نسوز کرومیتی و کرومیت منیزیتی در بین آجرهای سیلیسی و منیزیتی قرار میدهند.

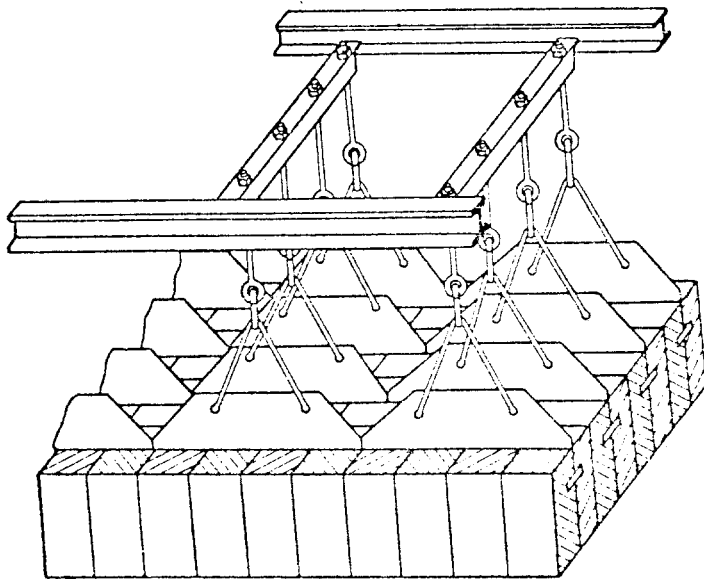
ج - سقف کوره :

سقف کوره شعله ای از آجر منیزیتی یا سیلیسی ساخته میشود. هر قدر درجه حرارت در روی سقف کوره بالاتر انتخاب شود، کار برد آجر منیزیتی مناسبتر خواهد بود. در کنار دیواره های کوره به فاصله های حدود یک متر معمولاً ستون های فولادی قرار میدهند که این ستون ها در روی سقف توسط میله های فولادی بهم ارتباط داشته و سقف کوره را مهار میکنند. در طول دیوارها نیز میله های فولادی بین ستونها وجود داشته و عمل مهار کردن دیوارها را انجام میدهند. این میله ها در روی ستونها پیچ شده اند که با باز و بسته کردن آنها میتوان فاصله ستون ها را نسبت بهم کم یا زیاد کرد. با این عمل در حقیقت انبساط آجر نسوز که انبساط دیواره از آن ناشی میشود را میتوان کنترل کرد که این استخوان بندی فولادی در عین حال که اجازه انبساط و انقباض آزاد را بکوره میدهد. کاملاً آنها را نیز مهار میکند. ترتیب این ستون بندی و نوع اتصال میله های فولادی در روی ستون و در سقف در عمر کوره بسیار موثر میباشد.

در مورد کوره های بزرگ بخصوص کوره هائیکه دارای عرض زیادی هستند (حدود ۲۰ متر) برای ساختن کوره از سقف معلق استفاده میکنند. در این روش سقف کوره روی دیواره های جانبی کوره تکیه نداشته بلکه توسط یکسری چنگک آجرهای منیزیتی که مخصوص این نوع سقف ها ساخته شده است به صورت معلق توسط یک شبکه بندی فولادی در بالای کوره نگهداشته میشود. شکل (۳-۸)

د - باردهی :

باردهی کوره از سقف است. در گذشته و در مورد بعضی کوره های کوچک عمل بار دهی از دریچه هائی که در دیواره های جانبی کوره تعبیه شده بود انجام میگرفت ولی امروزه این



شکل ۳-۸- قسمتی از سقف یک کوره شعله ای بطور معلق

روش برای تهیه مات تقریباً منسوخ شده و عمل باردهی از سقف کوره انجام میگیرد. برای اینکار یکسری دریچه بر روی سقف تعبیه شده است تعداد دریچه ها بستگی به طول کوره داشته و فاصله آنها از یکدیگر حدود یک متر و شکل آنها مربع و طول اضلاع آن ۵۰-۳۰ سانتیمتر میباشد. محور این دریچه ها در روی یک خط قرار گرفته است. در مورد کوره های کوچک این خط در روی محور طولی کوره در روی سقف قرار دارد ولی در مورد کوره های بزرگ و عریض این دریچه ها در دور ردیف در روی سقف قرار میگیرند. این روش باعث میشود که مقدار غباری که همراه محصولات احتراق خارج میشوند کمتر شود زیرا محل بار ریزی تقریباً در کناره های جریان هوا قرار میگیرند و در نتیجه بار کمتر بصورت غبار از کوره خارج میشود. سر باره کنورتور نیز بصورت مذاب از دریچه ای که مخصوص آن در سقف بنا شده است به کوره اضافه میشود. در کف و طول کوره شیب ملایمی وجود دارد و معمولاً $\frac{1}{2}$ طول کوره از سطح مشعلها به بعد برای ذوب بار و $\frac{1}{4}$ انتهائی آن به محل تجمع مات و سر باره و جدا شدن آنها از یکدیگر اختصاص یافته است. سوخت کوره میتواند سوخت مایع یا گاز و یا ذغال پودر باشد. که توسط دو ردیف مشعل در دهانه کوره سوخته و محصولات احتراق از روی سطح بار عبور میکنند. بطور متوسط بازای هر تن بار جامد حدود ۱۸۰-۱۲۰ کیلو گرم سوخت لازم است که

حداکثر حدود نیمی از آن در داخل کوره مصرف شده و انرژی حرارتی نیمی دیگر بصورت حرارت با گازهای، خروجی از کوره خارج میشود. بطور کلی کف کوره دارای عمر زیاد بوده و میتواند چند سال دوام یابد. دیواره ها نیز معمولاً فقط در ناحیه تماس با بار مذاب خورده میشوند و میتوان آنها را بطور مرتب ترمیم نمود و در نتیجه فقط سقف است که عملاً عمر کوره را محدود می کند. دوام سقف کوره بستگی به درجه حرارت آن و هم چنین عمل غبارهای بازی که در روی سقف جمع شده و آنرا ذوب میکنند دارد و بطور معمول حدوداً ۲۴-۱۸ ماه میباشد. در مورد کوره با سقف معلق، عمر سقف کوره میتواند تا حدود ۴-۳ سال نیز طول بکشد.

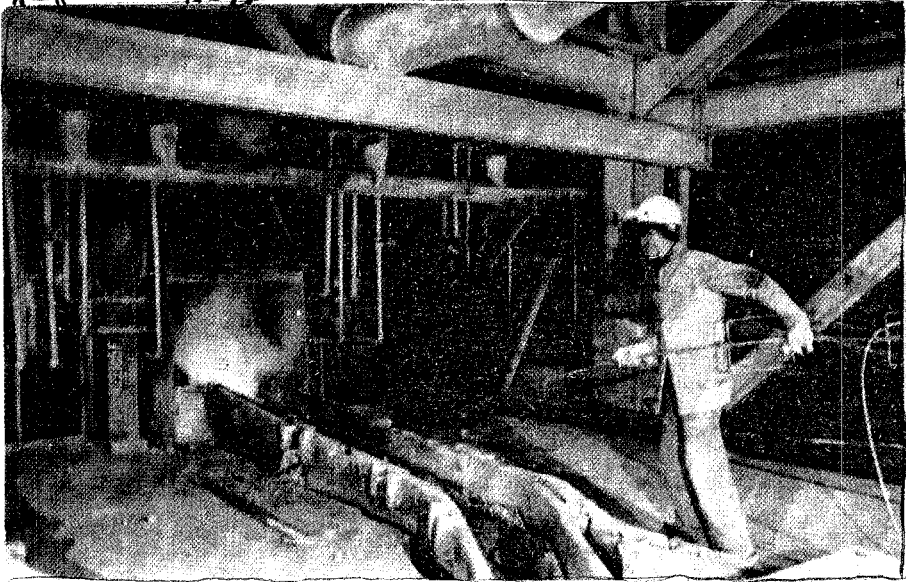
گرم کردن کوره خود تاثیر زیادی در عمر کوره دارد و باید با هستگی گرم شود زیرا آجرهای سیلیسی موجود در کوره بروش گرم کردن بسیار حساس بوده و اگر این عمل بدقت انجام نشود سرعت از بین میروند. کوره پس از گرم شدن کار دائم داشته و نباید سرد شود زیرا آجرهای سیلیسی فاقد مقاومت به شوک حرارتی بوده و حتی با یک بار سرد شدن از بین میروند لذا کوره پس از گرم شدن باید همواره در حال کار باشد و فقط وقتی احتیاج به تعمیر اساسی داشته باشد یا سقف از بین رفته باشد آنرا متوقف میکنند.

در کوره های بزرگ مجرای خروج سرباره همواره باز بوده و سرباره بطور دائم از کوره خارج میشود. در این حالت این مجرا، در قسمت انتهائی کوره قرار دارد ولی چون این عمل باعث بالا رفتن تلفات حرارتی کوره میشود لذا در کوره با حجم کوچک و متوسط این روش بکار برده نمیشود و در کوره های با حجم متوسط مجرای سرباره نیز مانند مجرای خروج مات هر چند ساعت یکبار باز و سرباره را خارج میکنند. مجرای خروج مات در دیواره جانبی کوره قرار دارد که هر ۴-۳ ساعت یک بار آنرا باز و مات را خارج میکنند. معمولاً کوره دارای چند مجرای خروج برای مات میباشد. مجرای خروج مات را هرگز در کف کوره قرار نداده بلکه همیشه کمی بالاتر از کف کوره قرار میدهند تا هنگام خارج ساختن مات مقداری مات در کف کوره باقی بماند ولی اصلی این مقدار مات باقی مانده تنظیم درجه حرارت و جلوگیری از وارد شدن شوک حرارتی به نسوزهای دیواره ها و کف کوره میباشد. در کوره های کوچک مجرای خروج بار و سرباره یکی بوده و مات و سرباره را با هم خارج میکنند و این مخلوط را در داخل پاتیل های چدنی میریزند که در درون آنها مات به علت سنگینی از سرباره جدا میشود شکل (۸-۴ و ۸-۵).

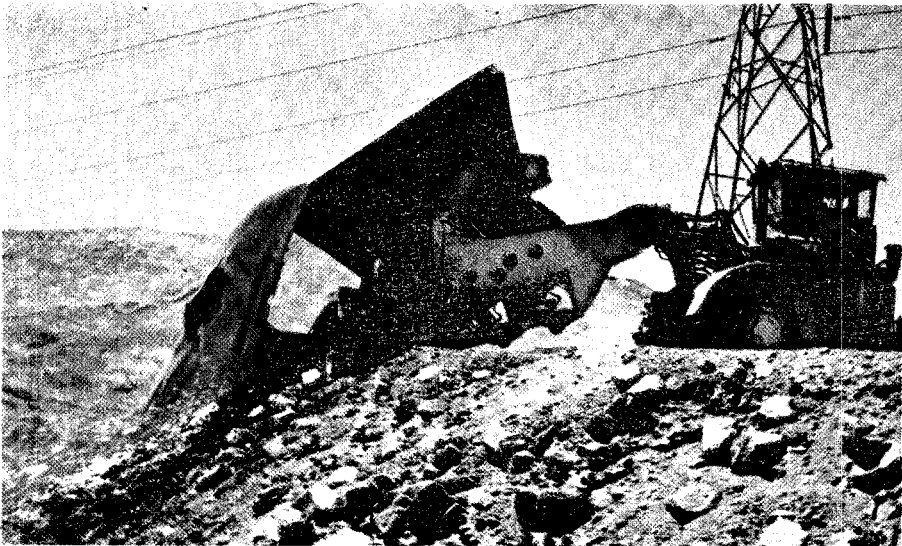
ظرفیت کوره شعله ای :

ظرفیت کوره بستگی به نوع سنگ معدن و ابعاد آن دارد. بطور معمول چون این کوره ها

با سنگهای معدنی بصورت پودر کار میکنند لذا ظرفیت آنها را میتوان بر حسب سطح کف کوره تعیین نمود. بطور متوسط بازای هر متر مربع سطح کف، ظرفیت کوره در حدود ۴-۵/۲ تن بار جامد در ۲۴ ساعت خواهد بود. این کوره ها بطور معمول در حدود ۴۵-۳۰ متر طول و ۱۲-۸ متر عرض ۳-۴-۸



شکل ۴- محل خروج مات از کوره شعله ای مجتمع مس سرچشمه



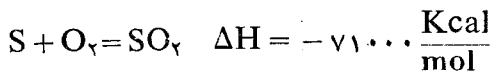
شکل ۵- سرباره دور ریز مجتمع مس سرچشمه

متر عرض دارند و ارتفاع دیواره کوره از سطح کف ۱/۶-۱/۲ متر میباشد. این کوره‌ها بطور متوسط روزانه ۱۵۰۰ تن بار ظرفیت دارند و کوره‌هایی که ظرفیت آنها از ۳۰۰ تن بار جامد در روز کمتر باشد غیر اقتصادی منظور شده و بتدریج از صنعت خارج میشوند. در آمریکا و کانادا کوره‌های بزرگتر و با ظرفیت ۳۰۰۰ تن نیز ساخته میشود. جدول شماره ۱-۸ مشخصات چند کوره شعله‌ای ذوب مس را در جهان نشان میدهد.

واکنش در کوره شعله‌ای :

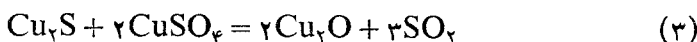
محیط خنثی و یا کمی اکسید کننده کوره شعله‌ای مانع از حیاای اکسیدهای آهن بطور مستقیم یا غیر مستقیم میگردد و در نتیجه در این کوره اکسیدهای فلزی تغییر نمی نمایند و حتی در بعضی از مناطق کوره که محیط بیشتر اکسید کننده است، مقداری از اکسیدهای دو ظرفیتی اکسید مجدد شده و اکسید مغناطیسی آهن تولید میکنند.

واکنشهای اصلی در داخل کوره شعله‌ای بین گوگرد و اکسیدهای آهن و مس انجام میگردد. محیط اکسید کننده کوره باعث سوختن گوگرد نیز میشود و به طور کلی مقدار گوگردی که در این کوره سوخته و بصورت SO_2 خارج میشود بستگی به مقدار گوگرد سنگ معدن داشته و مقدار آن ممکن است تا ۳۰٪ کل گوگردی که وارد کوره میشود برسد. بطور معمول در مورد سنگهای معدنی تشویه شده، مقدار گوگردی که اکسیده میشود حدود ۱۵-۱۰٪ است. سوختن این مقدار گوگرد مقدار زیادی انرژی حرارتی تولید میکند که در بیلان انرژی کوره باید مورد توجه قرار گیرد.



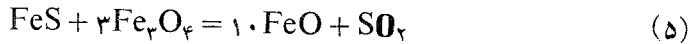
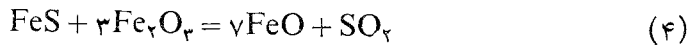
گوگرد که در کوره شعله‌ای سوخته میشود، بیش از گوگردی است که در سایر کوره‌های ذوب تهیه مات مس مانند کوره قائم میسوزد لذا مات مس که در کوره شعله‌ای بدست می آید دارای عیار بیشتری نسبت بمات مسی است که در سایر کوره‌های ذوب و تهیه مات مس از یک سنگ معدنی تهیه میشود. واکنشهای کوره شعله‌ای را میتوان بشرح زیر دسته بندی کرد.

الف - اثر سولفورها و اکسیدها بر یکدیگر و تولید گاز SO_2



شماره ۸-۱ مشخصات چند کوره شعله‌ای ذوب مس در ایران و جهان

اعداد و ارقام	شرکت ملی صنایع مس ایران	Laranshya (۱۹۶۷)	Kennecott Uta (۱۹۷۰)	Onahama (۱۹۷۳)	Noranda ۱۰۱/۲×۳۵×۴	Mount Isa (۱۹۷۰)
ارتفاع × طول × عرض	۹/۷×۳۵×۵	۹'۲×۳۴×۴	۹×۳۵×۴	۱۰×۳۴×۴	۱۰×۳۳×۴	۱۰×۳۳×۴
سطح کوره به m ²	۳۳۹/۵	۳۲۰	۳۱۵	۳۴۰	۳۶۰	۳۲۰
موانع سوخت	گازوئیل و مازوت	ذرات ذغال	گاز طبیعی	کربن و نفت	کربن و نفت	ذرات ذغال سنگ
مقدار سوخت به (تن در روز)	۳۳۰	۷۰	۱/۳×۱۰ ^۵ Nm ³ /day	۱۱۵	۷۶	۱۱۵
نوع مواد اولیه	مواد پرمیال شده	مواد پرمیال شده (۳۰ درصد مس)	مواد پرمیال شده (۲۹ درصد مس)	مواد پرمیال شده (۳۰ درصد مس)	مواد پرمیال شده (۲۵ درصد مس)	مواد تشویه شده (۲۱ درصد مس)
مقدار مواد اولیه (تن در روز)	۲×۷۵۰	۴۰۰	۹۰۰	۱۱۵۰	۷۲۰	۱۳۰۰
درصد مس در مواد اولیه	۲۶	۲۶	۳۰	۲۵	۲۲	۱۹
مقدار مصرف سرباره کوره	۷۵۸	۲۶۰	۴۲۰	۴۵۰	۴۸۰	۴۰۰
تبدیل کننده به تن در روز	۱۱۱۰	۷۵۰	۷۰۰	۸۰۰	۹۵۰	۹۵۰
مقدار تولید مات در روز به تن	۳۷/۵	۴۷	۴۱	۳۴	۳۴	۳۶
درصد مس در مات	۹۲۵	۲۶۰	۴۸۰	۸۴۰	۴۵۰	۷۵۰
مقدار سرباره (تن در روز)	۰/۷۲	۰/۶	۰/۴۱	۰/۴۷	۰/۴۳	۰/۳۸
عیار مس در سرباره به درصد	۱/۱۲×۱۰ ^۶ Btu/hr	۱۵×۱۰ ^۵	۱۳×۱۰ ^۵	۱۶×۱۰ ^۵	۱۵×۱۰ ^۵	۱۰×۱۰ ^۵
مقدار مصرف انرژی به kcal/tonne of charge						



این واکنشها اکثراً گرما گیر بوده و از نقطه نظر تعادل شیمیائی، تک متغییری میباشند و مقدار ثابت تعادل مستقیماً به فشار SO_2 بستگی خواهد داشت. مثلاً در مورد واکنش (۱)

$$K_{(T)} = \frac{(a_{\text{Cu}})^6 P_{\text{SO}_2}}{a_{\text{Cu}_2\text{S}} \cdot (a_{\text{Cu}_2\text{O}})^2}$$

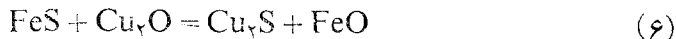
با توجه به اینکه Cu_2O Cu Cu_2S فازهای مستقلی تشکیل میدهند لذا:
 $K_{(T)} = P_{\text{SO}_2}$ و اگر مقدار ثابت تعادل از رابطه

$$\log k_{(T)} = - \frac{\Delta H}{4/57T} + \frac{\Delta S}{4/57}$$

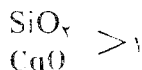
بر حسب درجه حرارت های مختلف بدست آید، میتوان منحنی فشار گاز SO_2 را بر حسب درجه حرارت رسم نمود و در هر درجه حرارتی شرایط تعادل را بدست آورد.

ب - سایر واکنشها :

در کوره شعله ای واکنشهای دیگری نیز انجام میگردد که بعضی از آنها به قرار زیر است.



این واکنشها گرما زا میباشند. واکنش (۶) در حقیقت واکنش اصلی تشکیل مات است. به عبارت دیگر تا موقعیکه اکسید مس در بار وجود داشته باشد، سولفور آهن ناپایدار خواهد بود و اکسید مس به آسانی آنرا مطابق واکنش جانشینی ذکر شده تبدیل به اکسید نموده و خود نیز بصورت سولفور در می آید. واکنش (۷) بستگی به محیط اکسید کننده کوره دارد و بالاخره واکنش (۸) مربوط به تشکیل سرباره آهن دار میباشند. سرباره کوره شعله ای همانطوریکه قبلاً شرح داده شده سیلیکاتهای آهن و کلسیم است که ترکیب آن مورد بررسی قرار گرفت. این سرباره ها اکثراً اسیدی میباشند.



محصول کوره شعله ای عبارت است از مات و دور ریز آن سرباره می باشد (شکل ۵-۸) که آنالیز آنها از چند واحد تولیدی در جدول (۲-۸ الف و ب) نشان داده شده است.

اگر در بار کوره نیکل و کبالت وجود داشته باشد، این فلزات به صورت ارسنیت یا ارسنیور در آمده و در صورتیکه مات کم عیار باشد در داخل مات حل میگردند و اگر مات پر عیار باشد، در مات حل نشده و فاز جداگانه ای را تشکیل میدهند که از مات سنگینتر بوده و پس از خروج مات از کوره در کف ظرف چدنی جمع میگردند. این ترکیب که آنرا «اشپایس» می نامند شامل تمامی نیکل و کبالت موجود در بار و مقداری مس است.

اشپایس در اساس آرسنیور آهن است و وقتی تشکیل میگردد که بار حاوی مقدار قابل ملاحظه ای ارسنیک باشد و می تواند تمامی نیکل و کبالت موجود در بار را در خود حل کند. اشپایس در حالت مذاب در مات حل میشود ولی با پائین آمدن ذره حرارت به خصوص اگر مات پر عیار باشد اشپایس از آن جدا میشود و چون وزن مخصوص آن از مات بیشتر است در کف قرار میگیرد بطور کلی مات مس قادر به حل کردن اشپایس بوده و هر قدر عیار مس آن کمتر باشد مقدار بیشتری اشپایس را میتواند حل کند. در هر حال اشپایس مقداری طلا و نقره را نیز در خود حل میکند. تشکیل اشپایس در کوره تهیه مات مس اگر حاوی نیکل و کبالت نباشد مطلوب نیست زیرا با حل مقداری فلزات قیمتی باعث تلف شدن آنها میگردد زیرا بازیابی فلزات قیمتی از اشپایس فاقد نیکل و کبالت اکثراً مقرون بصره نبوده و اشپایس حاصل دور ریخته می شود.

بطور کلی ترکیب اشپایس بقرار زیر است :

Cu	۱-۴%
Pb	۱-۳%
As	۲۵-۳۰%
Fe	۴۰-۵۰%
S	۲-۵%
Ag	تن/گرم ۱۵۰-۵۰۰

Co + Ni موجود در باره کوره

همانطوریکه قبلاً گفته شد اشپایس تمامی نیکل و کبالت موجود در محیط را در خود حل میکند و اگر مقدار این دو عنصر قابل ملاحظه باشد اشپایس را برای بازیابی فلزات نیکل و کبالت مورد عملیات متالورژی قرار میدهند. عملیات متالورژی برای بازیابی نیکل و کبالت شامل دو مرحله است.

جدول شماره ۲-۸ الف : آنالیزمات و سرباره کوره شعله‌ای

شرکت ملی صنایع انالیز سرباره
 شرکت ملی صنایع انالیز سرباره
 Luanshya San Manuel Morenci inChino ta UtahfuliMufutira
 درمدا (٪)

۱۹۸۶	۱۹۶۹	۱۹۶۹	۱۹۶۹	۱۹۶۹	۱۹۶۹	۱۹۶۹
Cu	۰/۷۷	۰/۶۶	۰/۴	۰/۵۶	۰/۵۶	۰/۵۶
FeO	۲۷/۵/Fe	۳۲/۸	۴۲/۸	۴۴/۷	۴۷/۸	۴۹/۵
SiO _۲	۳۷/۵	۳۷/۳	۳۶/۴	۳۸/۷	۳۵/۱	۳۸/۳
CaO	۹/۵۱	۱۳/۱	۵/۵	۴/۶	۴/۳	۶/۲
Al _۲ O _۳	—	۹	۷/۱	۶/۵	۸/۳	۴/۸
MgO	—	۲/۴	معلوم نیست	۰/۷	معلوم نیست	معلوم نیست
S	—	۰/۹	معلوم نیست	۰/۹	۰/۸	۱
آنالیزمات درصد (٪)						
Cu	۲۶/۰۴	۴۷	۲۲	۳۱	۴۰/۵	۴۱
Fe	۱۶/۷۴	۲۴	۲۷/۹	۳۷/۵	۲۹/۵	۳۰/۱
S	۲۳/۳۷	۲۳/۸	۳۰	۲۷/۷	۲۴/۹	۲۴/۹
						۲۳/۷

جدول شماره ۲-۸ ب: آنالیزات و سر باره در کوره شعله‌ای برای باریکه‌مورد تشویه قرار گرفته

آنالیز سر باره درصد

	(%) Noranda	Douglas	ElTeniente	Mount Isa
Cu	۰/۳۷	۰/۳۵	۰/۸۸	۰/۳
FeO	۴۵/۱	۴۲	۵۴/۵	۴۷
SiO _۲	۳۸/۱	۴۱/۷	۲۷/۴	۳۵/۷
CaO	۱/۱	۵/۶	۰/۷	۸/۹
Al _۲ O _۳	۶/۵	۴/۶	۱۱/۹	۳/۶
MgO	معلوم نیست	معلوم نیست	۰/۶	۱/۹
S	۱/۳	۰/۹	۱/۲	۰/۹

آنالیزات درصد (%)

Cu	۲۴/۴	۲۵/۵	۵۰/۳	۳۵/۸
Fe	۴۲/۲	۴۲/۲	معلم نسبت	۳۱/۹
S	۲۵/۸	۲۵/۱	معلوم نیست	۲۴/۴

مرحله اول : تشویه اشپایس

در اثر تشویه مقدار عمده ارسنیک تشویه شده بصورت اکسید خارج میشود در ضمن تشویه گوگرد نیز اکسید شده و خارج میشود. باید توجه داشت که گازهای حاوی ارسنیک بشدت سمی بوده و ممکن است خطر زیادی ایجاد کنند لذا هنگام تشویه بایستی تدابیر ایمنی کافی در نظر گرفته شود.

مرحله دوم : ذوب

در این مرحله محصولات بدست آمده از تشویه را با کمی مات مس و مواد گداز آور اسیدی (سیلیس) ذوب میکنند در اثر ذوب مس محتوی محصولات تشویه وارد مات شده و جدا میگردد و اکسیدهای آهن که در اثر تشویه خروج ارسنیک بوجود آمده اند با سیلیس تولید سربراره کرده و جدا میشود و بدین ترتیب اشپایس دیگری بوجود می آید که از نیکل و کبالت، غنی شده است. ممکن است مقدار نیکل و کبالت آن بحدود ۲۰-۱۵٪ برسد. با تکرار عملیات بالا (تشویه و ذوب) میتوان عیار این دو فلز را تا ۳۵-۳۰٪ بالا برد و اشپایس غنی از نیکل و کبالت را به کارخانجات نیکل فروخت که در این کارخانه ها ضمن بازیابی نیکل و کبالت، نقره موجود در اشپایس را نیز بازیابی میکنند. اگر بار حاوی آنتیموان باشد ترکیبات آنتیموان نیز مشابه ترکیبات ارسنیک عمل میکنند و اشپایس حاصل بطور عمده از آنتیموانات ها تشکیل میشود که در صورت داشتن نیکل و کبالت میتوان بهمان ترتیب ذکر شده عمل کرد. در صورتیکه در بار نیکل کبالت وجود نداشته باشد صنعت کوشش میکند با اکسیده کردن محیط گاز کوره مانع تشکیل اشپایس شده و ترکیبات آنرا به سربراره بفرستد.

تلفات مس در کوره شعله ای :

تلفات مس در کوره شعله ای به دو قسمت تقسیم میشوند که عبارتند از :

الف - تلفات مس در سربراره :

که این تلفات بستگی به عیار مس داشته و تابع شرایط کلی سربراره است که قبلا مورد بررسی قرار گرفته است. باید توجه داشت که مقدار سربراره بسیار مهم است. هر قدر سنگ معدنی مس که به کوره داده میشود فقیرتر باشد، به ازای هر تن مات تهیه شده سربراره بیشتری نیز تشکیل میگردد و در نتیجه تلفات مس نیز در سربراره بالا میرود لذا عیار سنگ معدنی که به کوره

داده میشود از حد معینی نباید کمتر باشد و از طرف دیگر بین عیار مس در سنگ معدن و عیار مس در مات رابطه مستقیمی باید وجود داشته باشد. هر قدر بخواهیم مات مس پرعیارتری را تهیه کنیم باید سنگ معدن غنی تری نیز به کوره بدهیم تا مقدار سرباره کمتر شده و تلفات مس در سرباره از حد معینی تجاوز نکند.

ب- تلفات مس در غبار خارج شده از کوره:

کوره شعله ای براساس مکانیسم آن با سنگ های معدنی بصورت پودر کار میکند لذا مقدار غباری که همراه گازها خارج میشود قابل توجه است. میزان این غبار در گازهای خروجی به تکنولوژی باردهی بستگی دارد اگر باردهی در یک ردیف و در وسط باشد، میزان غبار بیشتر خواهد بود در حالیکه باردهی توسط دو ردیف در چپه جانبی سقف باعث کاهش غبار گازهای خروجی خواهد بود. در هر حال میزان غبار در گازهای خروجی ۱۲۰-۵۰ گرم در هر متر مکعب گاز میباشد. و بدین ترتیب ۱۲-۸٪ مسی که وارد کوره میشود همراه گازهای خروجی از کوره انتقال می یابد و به بدین ترتیب اهمیت اساسی غبار گیری از گازهای خروجی کوره آشکار میگردد. اگر کوره فاقد دستگاههای غبار گیری باشد در این صورت این تلفات به مقدار تلفات مس در سرباره افزوده شده و عملاً ذوب در این کوره را غیر اقتصادی میکند و کوره الکتریکی در این مورد میتواند کاملاً جانشین کوره شعله ای گردد.

بطور کلی مزایا و معایب کوره شعله ای را بشرح زیر میتوان خلاصه کرد.

مزایای کوره شعله ای:

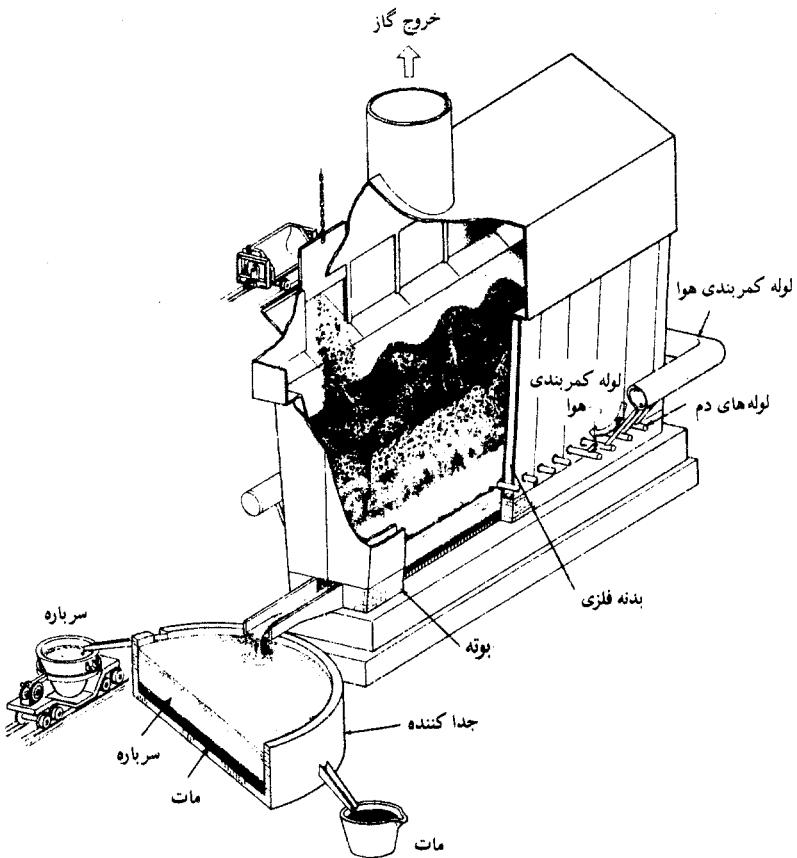
- ۱- سنگ معدن میتواند بصورت گرد و ذرات ریز بکار برده شود.
- ۲- سنگ معدن کم عیار و یا با عیار متوسطی در حدود ۲۰ تا ۲۵ درصد مورد استفاده قرار گیرد.
- ۳- روشی است اقتصادی، چون میتوان از مواد سوختنی ارزان قیمت استفاده نمود.
- ۴- چون محیط فعل و انفعالات اکسیدی میباشد لذا مقدار زیادی از ناخالصیها از قبیل As و Sb و غیره به سرباره میروند.
- ۵- حتماً احتیاج به عمل تشویه نمیباشد چون در کوره شعله ای یک قسمت از گوگرد میسوزد.

معایب کوره شعله‌ای :

- ۱- تولید گرد و غبار زیاد میکند که در نتیجه محیط زیست را آلوده میسازد.
- ۲- عیار SO_2 تولید شده کم است و بنابراین تبدیل آن به اسید سولفوریک اقتصادی نمیباشد.
- ۳- کوره احتیاج به تعمیرات زیاد دارد.

۲- کوره قائم :

شکل ۴-۸ ماکت یک کوره قائم را نشان میدهد.



این کوره از چند قسمت تشکیل میشود که عبارتند از :

۱- بوته :

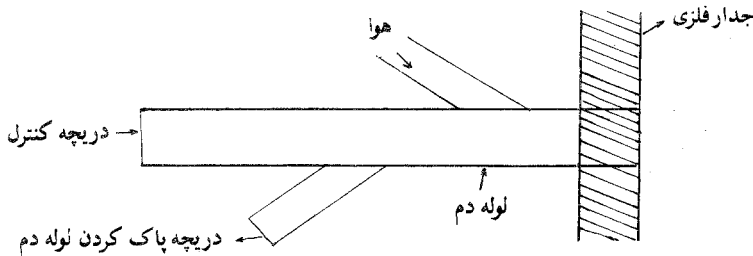
در این قسمت مات مذاب جمع میشود به علت خوردگی شدید مات نسوزهای این قسمت باید کاملاً مقاوم به خوردگی باشد معمولاً کف بوته از آجر نسوز منیزیتی و دیواره‌های بوته از آجرهای سیلیکوآلومین با آلومین زیاد و کاملاً متراکم تشکیل میشود قسمت خارجی بوته از ورق فولادی نسبتاً ضخیم پوشیده میشود. مجرای خروج مات مذاب و سرباره در دیواره بوته قرار دارد که بسته به ظرفیت بوته هر چند ساعت یک بار مذاب را خارج میکنند. بوته در حقیقت یک مخزن نگهداری مات مذاب بوده و ابعاد آن بستگی به میزان تولید و دفعاتی که در هر روز مات را خارج میکنند دارد علاوه بر آن بوته به منزله یک ذخیره حرارتی عمل نموده و مانع میشود که در اثر خروج مات مذاب شوک حرارتی زیادی به آجرهای نسوز وارد آید و به همین دلیل مجرای خروج مذاب در بوته همواره در حدود ۵۰-۳۰ سانتیمتر بالاتر از کف بوته قرار دارد.

۲- ناحیه لوله‌های دم و جدار فلزی :

در این قسمت به علت وجود لوله‌های دم درجه حرارت بالا بوده و چون عمل تشکیل سرباره و ذوب آن نیز در این قسمت انجام میشود لذا خوردگی در این ناحیه ماکزیمم بوده و برای جلوگیری از خوردگی این قسمت را بطور سریع سرد میکنند و برای این منظور این قسمت را از یک جدار مجوف فولادی ضخیم میسازند که در داخل آن آب سرد جریان دارد و در نتیجه جدار فولادی را سرد کرده و مانع خوردگی میشوند. جداره مجوف از دو لایه فولادی با فاصله ۱۰-۱۵ سانتیمتر ساخته میشود که لایه داخلی از ورقهای ۲-۳ سانتیمتر ضخامت و لایه خارجی از ورق ۲-۱ سانتیمتر انتخاب میشود.

بطور متوسط برای هر متر مربع از سطح این قسمت حدود ۳ متر مکعب آب در ساعت لازم است. آب مورد مصرف باید قبلاً مورد عملیات لازم قرار گرفته و سختی آن گرفته شود و معمولاً مقداری به آن سولفور سدیم میزنند تا مانع خوردگی اکسیژن بر روی جدار گردد آب پس از گردش در داخل جداره فلزی حدود ۲۰-۱۰ درجه گرم میشود بطور معمول درجه حرارت آب ورودی ۲۰-۱۵ درجه میباید که پس از خروج از کوره بین ۵۰-۳۰ درجه حرارت دارد که باید آنرا دو مرتبه سرد کرده و به داخل قسمت فلزی مجوف کوره باز گرداند ارتفاع این قسمت ۲-۳ متر بوده و به طرف خارج شیب دارد. شیب این جدار نسبت به خط قائم در حدود

۱۸-۱۰٪ بوده و در نتیجه فاصله دو دیواره فلزی کوره در قسمت بالا حدود ۱/۵ برابر همین فاصله در ناحیه لوله های دم میباشد. تجربه نشان میدهد که در جریان کار کوره بلافاصله سر باره منجمدی روی این جدار فلزی در داخل کوره تشکیل میشود و این عمل ضمن محافظت کامل جداره از خوردگی باعث کاهش تلفات حرارتی نیز میگردد درجه حرارت کوره در این ناحیه حدود ۱۳۵۰-۱۲۵۰ درجه سانتیگراد میباشد. بلافاصله بعد از بوتّه و در قسمت زیرین جدار فلزی لوله های دم قرار دارند که بطور موازی در سرتاسر طول کوره قرار گرفته و هوا را بداخل کوره میدمد. بطور متوسط فاصله این لوله های دم از یکدیگر ۳۰-۱۵ سانتیمتر بوده و دارای قطری در حدود ۱۵-۱۰ سانتیمتر میباشد. (شکل ۵-۸)



شکل ۵-۸- طرز کار و قرار گرفتن لوله دم

فشار هوای دم بستگی به عرض کوره در ناحیه لوله های دم دارد و هر قدر این عرض بیشتر باشد باید فشار هوای دم را نیز بالا تر برد ولی از آنجائیکه بالا بردن فشار هوا باعث میشود که مقدار بیشتری غبار همراه با گازهای خروجی از کوره خارج شود لذا عرض کوره در ناحیه لوله های دم کم بوده و به ندرت از ۱/۵ متر تجاوز میکند و به طور معمول حدود ۱/۵-۰/۸ متر میباشد و فشار هوای دم حدود ۴/۰-۱/۰ اتمسفر میباشد بطور متوسط به ازای هر متر مربع از سطح کوره در ناحیه لوله های دم حدود ۱۲۰-۸۰ متر مکعب هوا در دقیقه بداخل کوره دمیده میشود استفاده از هوای پیش گرم شده در این کوره ها معمول نیست و هوا بطور سرد به داخل کوره دمیده میشود.

در بعضی موارد هوای غنی شده از اکسیژن بداخل کوره دمیده میشود. غنی کردن هوا از اکسیژن روی مصرف کک اثر نموده و میزان مصرف آنرا کم میکند. جدول زیر اثر هوای غنی از اکسیژن را بر مشخصات کوره نشان میدهد.

سرعت ذوب	مصرف کک	اکسیژن در هوا (%)
۱۰۰	۱۰۰	۲۰/۹ هوای عادی
۱۱۲	۹۷	۲۳
۱۲۱	۹۴/۵	۲۵
۱۳۵	۹۰	۲۶/۵

در جدول مصرف کک و سرعت ذوب با هوای معمولی ۱۰۰ فرض شده است. بالا بردن مقدار اکسیژن در هوای دم علاوه بر کم کردن مصرف کک و بالا بردن سرعت ذوب اثرات دیگری نیز به شرح زیر دارد.

الف: میزان غبار در گازهای خروجی کوره پائین می آید.

ب: از انرژی حرارتی خارج شده توسط گازهای خروجی کاسته میشود زیرا مقدار گازهای خروجی کمتر میشود.

ج: لوله های دم کمتر مسدود شده و کار با کوره آسانتر است زیرا درجه حرارت در محل دمیدن هوا بالا رفته و مانع از ورود سرباره بداخل لوله دم میشود.

د: در روی جدار کوره برجستگی های کمتری به وجود می آید.

۳- بدنه کوره:

بدنه کوره بلافاصله پس از قسمت فلزی شروع شده و از آجرهای نسوز سیلیکواتومین ساخته میشود در بالای این قسمت دریچه های باردهی قرار گرفته و پس از آن نیز دودکش قرار دارد و در بعضی از کوره های مدرن و بزرگ سیستم زنگ برای بارگیری بکار میرود درجه حرارت در این ناحیه از حدود ۶۰۰ درجه در قسمت بعد از جدار فلزی شروع شده به حدود ۱۵۰ درجه در ناحیه خروج گازها از دهانه کوره ختم میگردد و در نتیجه میزان خوردگی در این ناحیه بسیار محدود میباشد. ارتفاع بدنه معمولاً ۸-۵ متر میباشد.

سوخت کوره بطور معمول کک متالورژیک میباشد که لااقل باید فشار 120 Kg/cm^2

را تحمل کند مقدار سوخت حدود ۱۲٪-۸٪ بار بوده و معمولاً در اندازه های نسبتاً کوچک ۴۰-۱۰ میلیمتر به کوره داده میشود اخیراً در بعضی از کوره ها اقدام به وارد کردن سوخت خارجی به داخل کوره نموده اند این سوخت اکثراً از ذغال سنگ لاغر و یا خرده کک که ابعاد

آنها از دو سه میلیمتر تجاوز نمیکنند تشکیل شده است که همراه با فشار ۳/۰ - ۱/۰/۱ آتمسفر بلافاصله بعد از لوله های دم به داخل کوره دمیده میشود بدین ترتیب ممکن است ۴۰-۳۰٪ از مصرف کک را توسط ذغال سنگ لاغر جانشین نموده ولی نتایج حاصله از نقطه نظر اقتصادی چندان مقرون به صرفه نبوده و در نتیجه رواج کافی ندارد و در نقاطی بکار میرود که کک متالورژی بسیار گران و کمیاب باشد.

ظرفیت کوره :

ظرفیت کوره بستگی به مساحت کوره در قسمت لوله های دم دارد شکل این مقطع مستطیل بوده و همانطوریکه قبلاً گفته شد عرض کوره کم و در حقیقت طول کوره ظرفیت آنرا تعیین میکند طول کوره در مورد کوره های کوچک ۷-۶ متر بوده و در کوره های بزرگ تا ۳۰ متر میرسد ظرفیت کوره (حدود ۹۰-۶۰ تن بار بازای هر متر مربع سطح کوره در ناحیه لوله های دم در ۲۴ ساعت میباشد) بستگی به ابعاد بار و سرعت ذوب آن دارد.

بار کوره :

۱- سنگ معدن :

این سنگها باید درشت بوده و دارای عیار کافی از مس باشند و در عین حال گوگرد آن نیز متناسب با نوع مات مورد نظر باشد از آنجائیکه پر عیار کردن سنگ مستلزم نرم کردن آن نیز میباشد لذا اکثراً این سنگها پر عیار نشده بلکه به صورت استخراج شده از معدن سنگ جوری شده مصرف میشوند لذا کنترل گوگرد آنها غیر مقدور میباشد. ممکن است سنگهای پر عیار شده را مورد عمل تشویه اگلومره کننده قرار داد و سپس مصرف کرد.

۲- گداز آور :

این نوع مواد بر حسب گانگ سنگ معدن آهکی و یا سیلیسی میباشد. اگر مقدار اکسید آهن موجود در سنگ معدن کافی نباشد، باید همراه با مواد گداز آور مقداری اکسید آهن اضافه کرد تا آهن مورد نیاز مات مس و سرباره را تامین کند ابعاد مواد گداز آور باید حدود ۳۰-۲۰ میلی متر باشد.

۳- سرباره کنورتور و کوره های تصفیه مس :

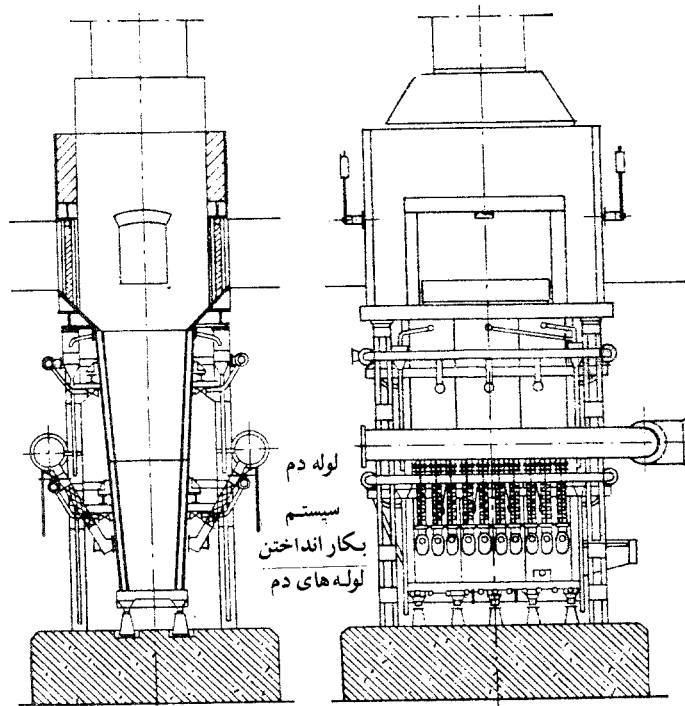
این سرباره ها چون حاوی مقدار نسبتاً زیادی مس میباشد لذا به بار کوره اضافه میشوند.

۴- کک :

سوخت کوره کک متالورژی میباید و بسته به مقدار گوگرد موجود در سنگ معدن مقدار مصرف آن متفاوت خواهد بود ولی به طور معمول حدود ۸٪ میباید.

۵- غبار :

غبار خروجی از قسمتهای مختلف کارخانه ذوب مس به علت کوچکی ابعاد به طور مستقیم قابل کاربرد در کوره قائم نیستند. زیرا اضافه کردن این مواد ضمن آنکه باعث خفه شدن کوره (مانع از عبور آزاد گازهای صعودی کوره در تمام سطح آن) و باعث برهم خوردن نظم کار کوره میگردد و در عین حال این مواد دو مرتبه همراه با گازهای صعودی از کوره خارج خواهند شد. لذا برای مصرف آنها به جز آنکه در یک کوره کوچک از نوع شعله ای آنها را کم و بیش آگلومره کرده و به کوره داده شود راه دیگری جود ندارد. شکل ۶-۸ مقاطع کوره قائم را نشان میدهد.



شکل ۶-۸- مقاطع کوره قائم که توسط آب جدار آن خنک میشود



واکنشهای انجام شده در کوره قائم :

چون در کوره یک جریان صعودی گاز وجود دارد لذا بار کوره حتماً باید ابعاد درشت داشته باشد. زیرا بار بصورت پودر عملاً مانع از جریان یافتن گاز شده و کوره را با اصطلاح خفه میکند. ابعاد بار این کوره باید حداقل ۱ سانتیمتر باشد. بار بسیار درشت نیز باعث کم شدن ظرفیت کوره و راندمان کار و مصرف سوخت زیاد خواهد شد. در هر حال بار کوره از سنگهای درشت یا بریکتهای مصنوعی ساخته شده از سنگهای معدنی نرم با اضافه کردن سوخت کک تشکیل میشود.

برحسب نوع و مشخصات سنگ معدن و مقدار پیریت موجود در بار و بالاخره مقدار سوخت، واکنشهای مختلفی میتواند در کوره انجام گیرد که این واکنشها را به ۳ دسته میتوان تقسیم کرد.

الف - ذوب احیاء :

در این روش بار کوره اکثراً از سنگهای اکسیدی تشکیل شده و مقدار گوگرد در بار بسیار کم است. مصرف سوخت (کک) بالا است. کک موجود در کوره اکسیدها را احیاء میکند و در نتیجه اکسید مس احیاء شده و مس حاصل در مات حل میشود. بدین ترتیب میتوان ماتهای بسیار پرعیار تهیه کرد.

ب - ذوب پیریتیک :

در این روش بار کوره شامل مقدار زیادی پیریت میباشد که اکسیداسیون آن قسمت عمده حرارت مورد نیاز کوره را تامین میکند. مصرف کک در کوره بسیار کم بوده و عملاً مات حاصل فقیر میباشد. با تنظیم مقدار هوای دمیده شده بکوره میتوان واکنش را کنترل نموده و مقدار پیریتی که باید اکسید شود معلوم نمود.

ج - ذوب نیمه پیریتیک :

در این روش که در حقیقت حد وسط بین دو روش قبلی است. انرژی حرارتی لازم توسط کک و اکسیداسیون گوگرد تامین میشود و معمولاً اکثر کوره‌های قائم تهیه مات مس با این روش کار میکنند و دو نوع ذوب دیگر کمتر مورد استفاده قرار دارند. مصرف کک در روش اول حدود ۱۶-۱۴٪ بار جامد و در روش دوم ۵-۳٪ و در روش سوم حدود ۱۲-۸٪ میباشد.

همانطوریکه ذکر شد اکثرآ تهیه مات مس در کوره های قائم به روش نیمه پیریتیک بوده و انرژی حرارتی مورد نیاز حدود ۶۰٪ توسط کک و ۳۰٪ توسط اکسیداسیون پیریت و ۱۰٪ بقیه توسط سایر واکنشها (تشکیل سرباره) تامین میگردد. از نقطه نظر متالورژی واکنشهای انجام شده در کوره قائم ذوب و تهیه مات مس را میتوان در قسمتهای مختلف کوره به شرح زیر دسته بندی کرد:

الف - منطقه آمادگی و (پیش گرم):

این منطقه بدنه کوره را تشکیل میدهد. در این قسمت بار وارد شده به کوره خشک و گرم میشود. برحسب مقدار کک مصرف شده در کوره در قسمتهای پائین منطقه واکنشهای حیاتی میتواند صورت گیرد ولی بطور کلی چون عملاً گازهایی که در سیر صعودی خود به این منطقه میرسند فاقد CO هستند لذا عملاً احیاء چندان قابل توجه نیست ولی در هر حال قسمتی از کربناتهای موجود در کوره میتوانند در این قسمت تکلیس شوند.

ب - منطقه احیاء:

این منطقه در بالای منطقه ذوب قرار دارد. واکنشهای این قسمت اکثرآ از واکنشهای حیاتی میباشد که فلزات به صورت فلزی یا به صورت کمترین اکسید اکسیژن دار خود در میآیند. بالاخره بعلت درجه حرارت نسبتاً بالا بعضی از کربناتها تکلیس شده و هم چنین پیریت تجزیه میشود:

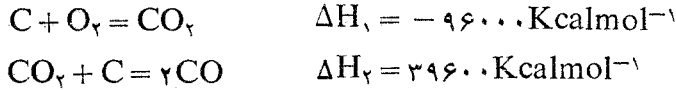


ج - ناحیه ذوب:

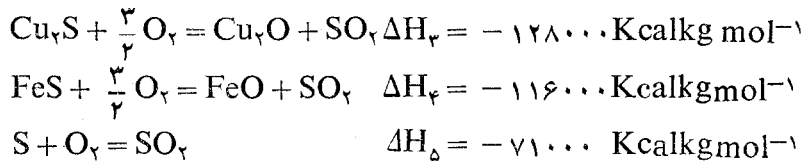
این قسمت درست در بالای لوله های دم قرار دارد و درجه حرارت آن در حدود ۱۲۵۰-۱۲۰۰ درجه سانتیگراد میباشد. در این ناحیه در اثر حرارت نسبتاً بالا، مواد جامد بصورت مذاب در می آیند آهن و مس که در اثر گازهای احیاء کننده به صورت فلزی درآمده اند جذب گوگرد کرده و به صورت مات در می آیند. هم چنین سولفور و اکسیدهای فلزی نیز روی یکدیگر اثر میکنند. مجموع واکنشهای این قسمت شبیه واکنش در کوره شعله ای است با این تفاوت که در این ناحیه محیط احیاء کننده بوده و قسمتی از آهن احیاء میشود. در همین ناحیه اکسید آهن و اکسید کلسیم با سیلیس وارد ترکیب شده و تولید سیلیکاتهای آهن و کلسیم میکنند که بلافاصله ذوب و سرباره کوره را تشکیل میدهند.

د- ناحیه لوله های دم :

در این قسمت هوا دمیده شده به کوره بلافاصله با کک برخورد نموده و تولید واکنشهای زیر را میکند.



در همین ناحیه احتمالا مقداری از سولفورهای فلزی نیز اکسید شده و تولید انرژی حرارتی میکند.



هم چنین مقداری بخار آب که همراه با هوا به داخل کوره دمیده میشود با کربن وارد ترکیب شده و خود تجزیه میشود. در هر حال در این ناحیه از کوره محیط اکسید کننده بوده و قسمت عمده انرژی لازم برای کار کوره در این قسمت تولید میگردد.

غبار خارج شده توسط گاز:

گازهای خروجی از کوره قائم بستگی به نوع بار دارای ترکیبات مختلفی میباشد. در زیر دو نوع از ترکیب گاز خروجی که یکی مربوط به ذوب پیریتیک و دیگری نیمه پیریتیک میباشد ذکر میگردد:

SO ₂	CO ₂	CO	O ₂	N ₂
۶-۸٪ ذوب پیریتیک	۳-۵٪	-	۰/۵-۱٪	۸۰-۸۵٪

این گازها هنگام خروج حاوی مقدار زیادی غبار خواهند بود. مقدار این غبار بستگی به مقاومت مکانیکی بار و دانه بندی آن دارد. عملاً تمامی ذرات کوچکتر از ۳-۲ میلیمتر همراه گازهای خروجی به خارج حمل میشوند. مقدار غبار این گازها حدود ۶۰-۱۰ گرم در هر متر مکعب میباشد عملاً ۲٪ از مس وارد شده بکوره همراه گاز بخارج حمل میشود که باید دوباره آنها را بازیابی نمود. جدول شماره ۳-۸ مشخصات چند کوره قائم را در سطح جهان نشان میدهد.

تلفات مس در کوره قائم :
این تلفات بر دو نوع هستند .

۱- تلفات مس در غبار گازهای خروجی :

که مستقل از عیار وارد شده به کوره بوده و در حدود ۲٪ کل مس است . در اکثر موارد این غبار از گاز خروجی گرفته شده و پس از بریکت سازی مجدداً بکوره اضافه میشود .

۲- تلفات مس در سرباره :

این تلفات بستگی به عیار، بار ورودی دارد . هر قدر عیار سنگهای معدنی وارد شده به کوره کمتر باشد . تلفات مس در سرباره بیشتر خواهد بود . بطور معمول این کوره اکثراً با سنگهای معدنی که مستقیماً از معادن حمل شده اند کار میکنند و روی این سنگها عملیات پرعیار کردن کمتر انجام میگردد و فقط گاه این سنگها کم و بیش سنگ جوری شده اند لذا عیار آنها معمولاً از ۱۲-۱۰٪ تجاوز نمیکند و بطور معمول در حدود ۱۰-۶٪ قرار دارد . در این حالات تلفات مس در سرباره زیاد بوده و بعدود ۱۰-۶٪ کل مس میرسد . هر قدر بار وارد شده غنی تر باشد تلفات کمتر خواهد بود بطوریکه در سنگهای معدن با ابعاد درشت نسبتاً پرعیار ۲۰٪ میزان مس در سرباره حدوداً به کمتر از یک درصد تقلیل می یابد جدول شماره ۳-۸ .
در هر حال تلفات مس بستگی به عیار مات نیز داشته و رابطه مستقیم با آن دارد . بطور کلی میتوان گفت که مات حدود ۹۵-۹۰٪ مس موجود در سنگ معدنی را در خود جمع میکند .

مقایسه بین کوره شعله ای و کوره قائم :

الف- راندمان حرارتی :

کوره شعله ای دارای راندمان حرارتی کمتری میباشد . بطور کلی این راندمان در کوره شعله ای حدود ۲۷٪ است در حالیکه در کوره قائم این رقم به ۴۰٪ میرسد البته اگر کوره شعله ای ناسبات بازیابی حرارت از گاز خروجی را داشته باشد در اینصورت راندمان آن بالا رفته و از کوره قائم نیز تجاوز میکند ولی در این مورد باید هزینه این دستگاه ها را نیز در نظر گرفت بخصوص آنکه گازها حاوی گاز خورنده ای مانند SO_2 میباشد که اثرات خورندگی

جدول شماره ۸-۳ مشخصات کوره قائم

اعداد وارقام	Lubumbashi Zaire	Shisakajima Japan ۱۹۶۷	Shisakajima Japan ۱۹۷۰	Copper-Nickel Falconbridge ۱۹۶۳
Wxixh [m]	۱۹۶۷	۱/۳×۷/۳×۵/۶	۱/۲×۵/۳×۵/۶	۱/۵×۷/۶×۵/۲
حجم کوره [m ^۳]	۵۵	۶۰	۷۸	۶۰
مساحت کوره [m ^۲]	۹/۲	۹/۵	۶/۶	۱۱/۴
درناحیه لوله های دم	موادی که بصورت کلور شده - آورده شد و سرباره کوره - تبدیل کننده	مواد پرعیار شده ۳۱ درصد مس و سرباره کوره تبدیل کننده	مواد پرعیار شده ۳۱ درصد مس و سرباره کوره تبدیل کننده	موادی که بصورت کلور شده در آورده شده (شامل ۸ درصد نیکل و ۴ درصد مس) و سنگ معدن و سرباره کوره تبدیل کننده
(نوع مواد)				
شارژ (تن در روز)	۱۱۹۰	۲۲۰	۷۵۰	۱۳۰۰
عیار مس در شارژ به درصد	۷۷	۲۰	۲۰	۶Ni و ۳Cu
مقدار مات (تن در روز)	۴۹۰	۱۴۰	۱۱۰	۹۵۰
عیار مس در مات به درصد	۶۳	۴۶	۴۶	۱۲Ni/۶Cu
مقدار سرباره (تن در روز)	۷۰۰	۱۷۰	۱۲۰	۶۰۰
مقدار درصد مس در سرباره	۱	۰/۴	۰/۴	۰/۱۶Ni، ۱/۱۵Cu
مقدار مصرف کربن (تن در روز)	۱۳۱	۱۵	۱۱	۱۲۶
سوخت منابع مصرفی تن در روز	-	۸	۶	-
مقدار مصرف انرژی به Kcal/tonne در شارژ	۸×۱۰.۵	۱×۱۰.۵	۶×۱۰.۵	۷×۱۰.۵

بسیار شدید داشته و حفاظت دستگاههای بازیاب حرارت در مقابل این گازها هزینه قابل توجهی را در بر دارد.

ب - جایگیری :

کوره شعله ای از این نظر به مراتب جایگیر تر از کوره قائم میباشد مثلاً یک کوره قائم با ۵ متر مربع سطح در ناحیه لوله های دم ظرفیتی در حدود ۳۵۰ تن بار جامد در ۲۴ ساعت خواهد داشت و معادل یک کوره شعله ای با طول حدود ۲۰ متر و عرض ۶/۵ متر میباشد. از طرف دیگر هزینه ساختن یک کوره قائم به طور معمول معادل نصف هزینه ساختن یک کوره شعله ای میباشد.

ج - تلفات مس :

بطور کلی تلفات مس در کوره شعله ای اگر تاسیسات غبار گیری نداشته باشد بیشتر از کوره قائم است ولی از آنجائیکه این کوره ها همواره دارای چنین تاسیساتی هستند و اکثراً با بارهای پر عیار کاری کنند لذا تلفات مس در سرباره بعلت کم بودن حجم سرباره با وجود عیار بالا تر از کوره قائم کمتر خواهد بود.

د - بار کوره :

کوره شعله ای دارای این مزیت بزرگ است که بار بصورت نرمه را میتواند مورد عمل قرار دهد در حالیکه کوره قائم اصولاً نمی تواند با باری که ابعاد آن از حدود ۱۵-۱۰ میلیمتر کمتر باشد کار کند. با توجه به اینکه امروزه اکثر سنگهای معدنی از طریق پر عیار کردن تهیه میشوند لذا کوره قائم روز بروز کمتر مورد استفاده قرار میگیرد. بطور کلی بار کوره شعله ای بعلت عملیات پر عیار شدن قبلی که روی آن انجام گرفته است، پر عیارتر بوده و در نتیجه هزینه ذوب کمتری نسبت به کوره قائم دارد ولی اگر بار هر دو کوره عیار مساوی داشته باشد در اینصورت کوره قائم اقتصادی تر خواهد بود.

ه - سوخت کوره :

بطور کلی سوخت کوره شعله ای ارزان قیمت میباشد در حالیکه سوخت کوره قائم فقط کک متالورژیکی میباشد که سوختی نسبتاً گران است ولی با توجه به مصرف سوخت و راندمان حرارتی کوره ها این مسئله اختلاف زیادی را ایجاد نمی کند.

و- گرد و غبار:

کوره شعله ای غبار بیشتری تولید میکند ولی از آنجائیکه کوره قائم نمی تواند بار نرم را مصرف نماید لذا این دو کوره را از این نظر نمی توان با یکدیگر مقایسه کرد.

ز- نگهداری:

بطور کلی کوره شعله ای هزینه نگهداری بالاتری دارد ولی از آنجائیکه کوره قائم یک کوره بسته بوده و دسترسی به داخل آن بدون خاموش و سرد کردن آن امکان پذیر نیست این امر امتیازی برای کوره شعله ای محسوب میشود.

نتیجه:

چنانچه سنگ معدنی با ابعاد درشت و نسبتاً پرعیار در دسترس باشد و ظرفیت کار نیز چندان بزرگ نباشد، کوره قائم بهترین روش برای ذوب و تهیه مات مس میباشد. کوره شعله ای به هیچ وجه قادر به رقابت با کوره قائم در این موارد نیست ولی اگر ظرفیت بالا باشد و محدود ۳۰۰-۲۵۰ تن در روز برسد بتدریج کوره شعله ای میتواند وارد میدان رقابت شود. و برای ظرفیتهای بالاتر این نوع کوره مناسب تر است. در مورد بار بصورت نرم استفاده از کوره قائم عملاً امکان پذیر نمی باشد و کاربرد کوره شعله ای یا الکتریکی اجتناب ناپذیر است.

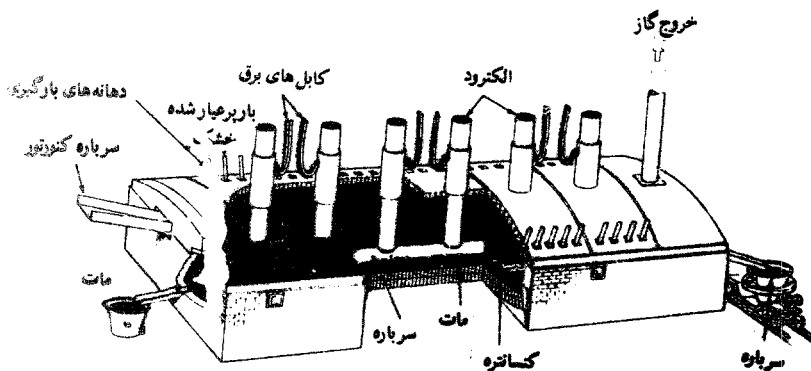
۳- کوره الکتریکی:

کوره الکتریکی برای ذوب و تهیه مات مس در نقاطی بکار میرود که انرژی الکتریکی ارزان در اختیار باشد. این کوره ها را به ظرفیت ۳۰۰-۵۰۰ تن در ۲۴ ساعت می سازند این کوره ها مقاومتی بوده و با کوره های الکتریکی تهیه فولاد که قوسی است تفاوت دارد. تعداد الکترودها معمولاً بین ۶-۳ عدد بوده و جنس آنها از گرافیت میباشد. قطر آنها تا ۱/۵ متر میرسد. الکترودها از سقف کوره وارد شده و در درون سرباره قرار میگیرند. نوک الکترودها باید فاصله کافی از مات داشته باشد زیرا مات به شدت هادی الکتریسیته بوده و اگر الکترود وارد مات گردد، عبور جریان از داخل مات انرژی لازم برای ذوب را تامین نخواهد کرد در حالیکه سرباره دارای مقاومت کافی بوده و عبور جریان، انرژی حرارتی لازم را برای ذوب تامین می نماید و بهمین منظور ضخامت لایه سرباره در روی مات مس باید کافی باشد و معمولاً ضخامت سرباره بسته به شدت جریان و ولتاژ بین ۱۵۰-۵۰ سانتیمتر تغییر میکند این خود از ظرفیت این نوع کوره ها کم میکند. الکترودها مقداری از اکسیدها را احیاء نموده و تولید گاز

CO میکند که باعث بهم خوردن سرباره در اطراف الکتروود میگردد. سرباره در داخل کوره دارای حرکت بوده و سرباره گرم از اطراف الکتروودها بطرف جدار کوره که سردتر است حرکت میکند. سرعت سرباره ۱۰-۵ سانتیمتر در ثانیه میباشد. این عمل از نقطه نظر انتقال حرارت بسیار مفید بوده و باعث میشود که حرارت کوره در جدار و مرکز تقریباً یکنواخت شود ولی برای جدا شدن مات از سرباره مضر است زیرا این بهم خوردگی دائمی سرباره مانع از جدا شدن کامل مات از سرباره میشود و در نتیجه تلفات مس در سرباره بالا میرود. حرارت از طریق سرباره به مات نیز منتقل میگردد. اگر الکتروودها به سطح مات نزدیک باشند و یا اینکه قسمتی از الکتروود وارد مات مس شود در اینصورت جریان از داخل مات مس عبور کرده و در عین حال بشدت آنرا بهم میزند بطوریکه مات با سرباره مخلوط شده و تلفات مس در سرباره بسیار بالا خواهد بود.

در کوره الکتریکی در اطراف الکتروودها مقداری اکسید مغناطیسی آهن نیز تولید میشود. این اکسید مغناطیسی هم در سرباره میتواند حل شود و مقدار حل شدن آن در مات بستگی به عیار مات مس دارد. هر قدر مات مس پرمیازتر باشد، مقدار اکسید مغناطیسی آهن که در آن حل میشود کمتر خواهد بود. عملاً میزان حل شدن Fe_3O_4 در مات ۶۰٪ حدوداً کمتر ولی در مات ۳۰٪ حدوداً ۲۰-۱۵٪ است. حل شدن اکسید مغناطیسی آهن در مات تولید اشکالاتی از نقطه نظر حرارتی در کنورتور میکند و اگر این اکسید در سرباره حل شود باعث بالا رفتن وزن مخصوص سرباره و کم شدن سیالیت آن میگردد که در نتیجه تلفات مس در سرباره را بالا خواهد برد.

شکل ۸-۷ ماکت یک کوره الکتریکی را نشان میدهد.



شکل ۸-۷ - کوره الکتریکی تهیه مات

کف کوره آجر منیزیتی است و دیواره‌های آنرا معمولاً از آجرهای نسوز سیلیکوآلومین میسازند. چون در این کوره محصولات احتراق وجود ندارد میزان خوردگی در جداره و سقف کوره بسیار کم بوده و میتوان آنها را از محصولات ارزان قیمت تری ساخت. اختلاف سطح بین الکترودها ۵۰۰-۲۰۰ ولت بوده و هر قدر این اختلاف سطح بزرگتر باشد کوره‌ها نا آرامتر بوده و تلفات مس در سرباره بیشتر خواهد بود. شدت جریان در کوره‌های بزرگ تا ۳۰۰۰۰ آمپر نیز می‌رسد. مصرف انرژی کوره ۶۰۰-۴۰۰ کیلووات بازای هر تن بار میباشد. این کوره بطور معمول ۴۰-۲۰ متر طول، ۱۲-۶ متر عرض و ۵-۳ متر ارتفاع دارد.

راندمان حرارتی کوره بسیار بالا بوده و در حدود ۸۰-۶۵٪ است. راندمان انرژی کوره نیز ۹۷-۹۲٪ است. مصرف الکتروند نسبتاً بالا بوده و ۴-۲ کیلوگرم به ازای هر تن مس میباشد کوره‌های الکتریکی بعلت داشتن حجم گاز بسیار محدود دارای تلفات حرارتی بسیار کم هستند. گازهای خروجی از کوره حاوی مقدار زیادی SO_2 است که مقدار آن در گازهای خروجی در حدود ۲۲-۱۵٪ میباشد و معمولاً میتوان آنرا به آسانی تحت فشار قرار داده و SO_2 را بصورت مایع جدا کرد. بقیه گاز خروجی بطور عمده از CO_2 که ناشی از تجزیه کربناتها و کمی هم از سوختن الکترودها است تشکیل میگردد. بار کوره الکتریکی نیز بصورت نرم بوده و میتوان از آن بجای کوره شعله‌ای استفاده کرد. عدم وجود محصولات احتراق باعث میشود کوره عملاً غبار نداشته و در نتیجه تلفات مس در غبار بسیار کم باشد ولی بطور کلی سرباره این کوره معمولاً بیشتر از کوره شعله‌ای حاوی مس است.

بطور کلی کوره الکتریکی برای تهیه مات مس در ظرفیتهائی نسبتاً کوچک در نقاطی که انرژی الکتریکی ارزان است بکار برده میشود. در ظرفیتهای بزرگ کوره شعله‌ای از نقطه نظر اقتصادی برتری قابل ملاحظه‌ای بر کوره‌های الکتریکی دارد. جدول شماره ۴-۸ مشخصات تعدادی از کوره‌های الکتریکی را در سطح جهانی نشان میدهد. شکل ۴-۴ مشخصات یک کوره الکتریکی را نشان میدهد. بطور کلی بعضی از مزایا و معایب کوره الکتریکی را میتوان بشرح زیر خلاصه نمود.:

مزایای کوره الکتریکی :

- الف : در این کوره‌ها میتوان علاوه بر مواد پرعیار شده سنگهای معدن مس حتی دور ریزهای کارخانه ذوب مس را در صورتی که اقتصادی باشد ذوب نمود.
- ب - امکان استفاده از انرژی الکتریکی را مقدور میسازد.
- ج - تولید مقدار گاز کمتر با عیار SO_2 بیشتر (حدوداً ۲۰ درصد SO_2) میکند.

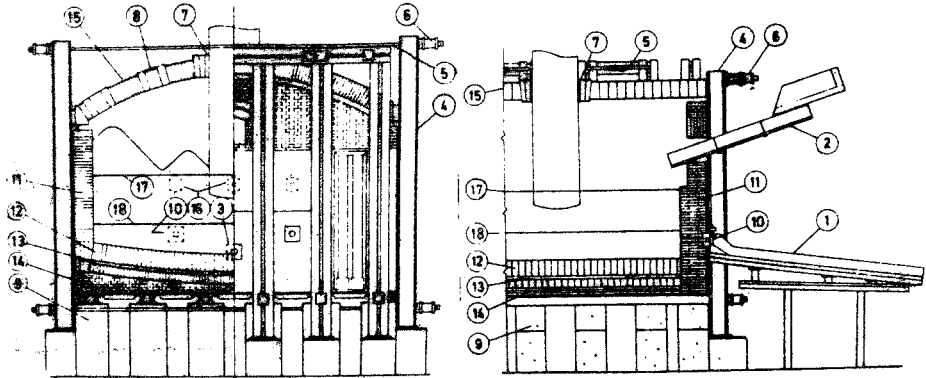
جدول شماره ۸-۴ مشخصات کوره الکتریکی

	Boliden (Sweden)	Jinja Uganda	Inspiration (Arizona)	INCO Thompson	Rustenburg South Africa	Brixlegg (Austria)
مشخصات کوره‌های الکتریکی	۱۹۵۴	۱۹۶۵	۱۹۷۴	۱۹۷۵	۱۹۷۳	۱۹۷۲
ارتفاع طول × عرض به متر	۶ × ۲۴ × ۳	۶ × ۱۴ × ۳	۱۰ × ۳۵ × ۵	۸/۵ × ۳۰ × ۵	۷ × ۲۶ × ۴/۵	دایره ۵ متر قطر
کیلووات آمپر (KVA)	۱۲۰۰۰	۵۵۰۰۰	۵۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۱۹۵۰۰	۷۵۰۰
چگالی توان Kw/m ^۲	۶۰	۶۰	۱۲۰	۱۱۵	۱۰۰	۱۲۵
الکترودها:						
تعداد	۶	۳	۶	۶	۶	۳
قطر به متر	۱/۲	۱/۱	۱/۸	۱/۴	۱/۱	۰/۸
چگالی جریان به A/cm ^۲	۲-۳	۲-۳	-	۲/۱	۲/۷	۲/۵
مقدار مواد اولیه تن در روز	۵۰۰	۲۵۰	۱۶۵۰	۱۵۰۰	۵۶۵	۷۵
مقدار درصد مس در شارژ	۱۵	۲۰	-	۰/۷٪Cu۵٪Ni	۲٪Cu/۴٪Ni	۲۵
سرباره کوره تبدیل کننده	۱۳۰	۱۵۰	-	۳۶۰	۱۱۰	-
بکار رفته (تن به روز)						
مات تولیدشده به تن در روز	۲۰۰	۱۵۰	۱۱۰۰	۳۳۰	۱۱۰	۲۰
درصد مس در مات	۲۶	۲۰-۴۰	۴۰	۲۲/۵(Cu+Ni)	۲۷(Cu+Ni)	۹۲/۵
مقدار سرباره تولید شده تن در روز	۴۰۰	۱۶۰	-	۱۳۶۰	۵۰۰	۲۵
مقدار درصد مس در سرباره	۰/۴	۰/۶۳	-	۰/۱۸	۰/۱۶	۰/۷
انرژی لازم به kWh/tonne در شارژ	۴۰۰	۴۲۰	-	۴۳۰	۶۹۰	۵۲۰
یا انرژی لازم به kcal/tonne در شارژ	۳/۵ × ۱۰ ^۵	۲/۵ × ۱۰ ^۵	-	۲/۷ × ۱۰ ^۵	۵/۹ × ۱۰ ^۵	۴/۱ × ۱۰ ^۵

توسط کربن و نفت
+ ۶/۶ × ۱۰^۵

معایب کوره الکتریکی :

- الف - در صورتیکه انرژی الکتریکی گران باشد چنانچه از این کوره‌ها استفاده شود مخارج زیادی را برای تولید مس ایجاد مینماید.
- ب - از انرژی حرارتی که توسط فعل و انفعالات گرما زا در حین اکسید شدن سنگهای سولفور ایجاد می شود چندان استفاده نمی گردد.



- | | |
|-------------------------|-----------------------|
| ۱۰- مجرای خروجی مات | ۱- خروجی مات |
| ۱۱- نسوز منیزی | ۲- سرباره کنورتور |
| ۱۲- نسوز منیزی کف | ۳- مجرای خروجی |
| ۱۳- منیزی دانه بندی شده | ۴- ستون نگاهدارنده |
| ۱۴- نسوز رسی | ۵- میل اتصال |
| ۱۵- نسوز سقف | ۶- فنر میل اتصال |
| ۱۶- مجرای خروجی سرباره | ۷- مجرای ورود الکترو |
| ۱۷- سطح سرباره | ۸- دریچه بازبینی کوره |
| ۱۸- سطح مات | ۹- پی نگاهدارنده کوره |

شکل ۸-۸ - مشخصات بک کوره الکتریکی

۴- روش های جدید برای تهیه مات

بالا رفتن بهای انرژی و سوخت و قوانین جدید جلوگیری از آلودگی محیط تجدید نظر در روش تهیه مات و مدرن کردن تجهیزات آن را ضروری ساخت. از طرف دیگر رقابت صنایع دیگر و سود آوری آنها نسبت به صنعت متالورژی باعث شد که سرمایه گذاری برای ایجاد واحدهای جدید متالورژی مس در اکثر نقاط مقرون به صرفه اقتصادی نباشد، لذا کارخانه های متالورژی مس ناگزیر شدند تا با مدرن کردن تأسیسات موجود در افزایش راندمان، کارآئی و ظرفیت و هم چنین تطبیق آن با نیازهای محیط در زمینه جلوگیری از آلودگی محیط اقدام کنند. به خصوص آنکه امکانات زیادی برای بالا بردن ظرفیت و کارآئی روش کلاسیک تهیه مات (کوره شعله ای) موجود بود.

در مرحله اول برای تامین نظریات فوق و صرفه جوئی در مصرف سوخت استفاده از اکسیژن خالص (۹۵٪) بجای هوا در کوره شعله ای معمول گشت با این عمل با کم کردن محصولات احتراق بمقدار زیادی از تلفات حرارتی کوره کاسته شد و از طرف دیگر با جابجائی مشعل ها از دیواره جانبی به سقف کوره راندمان حرارتی کوره افزایش یافت. این امر با اشکالاتی بشرح زیر مواجه شد.

— خوردگی شدید نسوزهای اطراف مشعل بعلت بالا رفتن حرارت.

— مشکلات حاصل از تشکیل گوگرد عنصری و گازهای اکسیدازت.

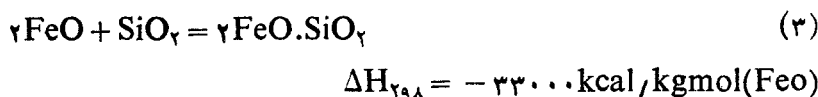
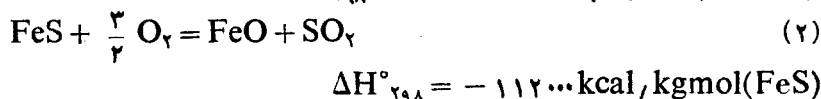
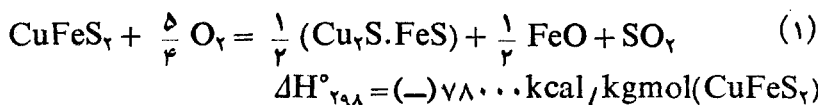
— وارد شدن خسارات سنگین و آسیب دیدن تأسیسات مربوط به مشعل در اثر خرابی

دیواره های جانبی کوره.

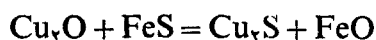
کاربرد سقف های معلق تا حدودی مسائل مربوط به مشکل اخیر را حل کرد ولی امتیازات حاصل شده جوابگوی هزینه های ناشی از بالا رفتن قیمت سوخت نبود لذا استفاده از انرژی موجود در کنسانتره (انرژی حاصل از اکسایش گوگرد و آهن موجود در کنسانتره) که عملاً در دستگاههای تشویه بهدر می رفت جهت ذوب تهیه مات مورد توجه قرار گرفت.

در این فرآیند از انرژی احتراق سولفورهای فلزی و ترکیبات سیلیکاتی آهن و بطور کلی انرژی حاصله از واکنشهای گرما زا استفاده شده تا مقدار سوخت اضافی کاسته شود بنابراین بایستی از مواد اولیه ایی استفاده نمود که گوگرد آن نسبتاً زیاد باشد تا در نتیجه احتراق گرمای لازم را تولید نماید ولی در هر صورت اگر به قدر کافی انرژی تولید نشود می بایستی مقداری سوخت اضافی نیز مصرف گردد. اصول ذوب در این روشها بدین منوال است که مواد با اکسیژن یا هوای گرم و یا مخلوطی از هر دو به داخل کوره دمیده می شود. در نتیجه بر استفاده از

حرارت حاصل اکسایش مواد سولفور با سرعت و شدت زیاد استوار است بطوریکه اغلب انرژی لازم را جهت واکنشهای بعدی و گرمای لازم را جهت ذوب مراحل بعدی تولید می نماید. مهمترین فعل وانفعالات گرمازا که در این نوع ذوب صورت می گیرد عبارتند از:



حال اگر مقداری از مس اکسید شده باشد طبق واکنش زیر مجدداً تبدیل به مات می گردد.



سرعت عمل ذوب در چنین کوره هائی زیاد است تقریباً عمل ذوب ۲ تا ۴ برابر سریعتر از کوره های شعله ای و الکتریکی میباشد. در این کوره ها می توان در هر متر مربع آن در روز حدود ۸ تا ۱۲ تن مات تولید نمود و یکی از مزایای اساسی آن همانطوریکه ذکر شد اقتصادی بودن آنها از لحاظ مواد سوخت و انرژی تولید شده در مقابل کوره های شعله ای و الکتریکی است. از طرفی بعلت بالا بودن میزان SO_2 در گازها تبدیل آن به اسید سولفوریک را به خصوص در مقابل کوره شعله ای مقرون بصره می سازد. مات تولید شده نیز پرعیار بوده و حدود ۴۵ تا ۵۰ درصد مس دارد در جدول شماره ۵-۸ بعضی از فاکتورهای مهم چنین کوره هائی نشان داده شده است تولید مات در کوره هائی که سوخت آنها از سولفورهای طبیعی تامین می گردد در چند نوع مختلف طراحی شده است.

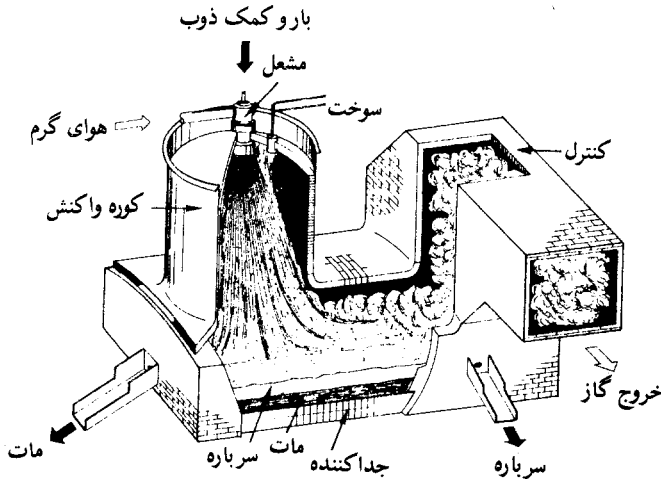
۱- اینکو INCO که از لحاظ انرژی تقریباً بطور کامل خود کفا است (autogenous) و برای تولید انرژی از اکسیژن صنعتی خالص استفاده می شود.
 ۲- اتوکومپو (Outokumpu) که از هوای گرم و یا مخلوطی از اکسیژن و هوا استفاده میکند و از لحاظ تولید انرژی خود کفا نمی باشد (not autogenous) و جهت تامین کسری انرژی از سوختهای کربنی و انرژی الکتریکی استفاده می شود.

Oxygen Sprinkler Smelting

۳-۴ روش OSS

۱-۴- روش اتوکومپو (اتوگن) :

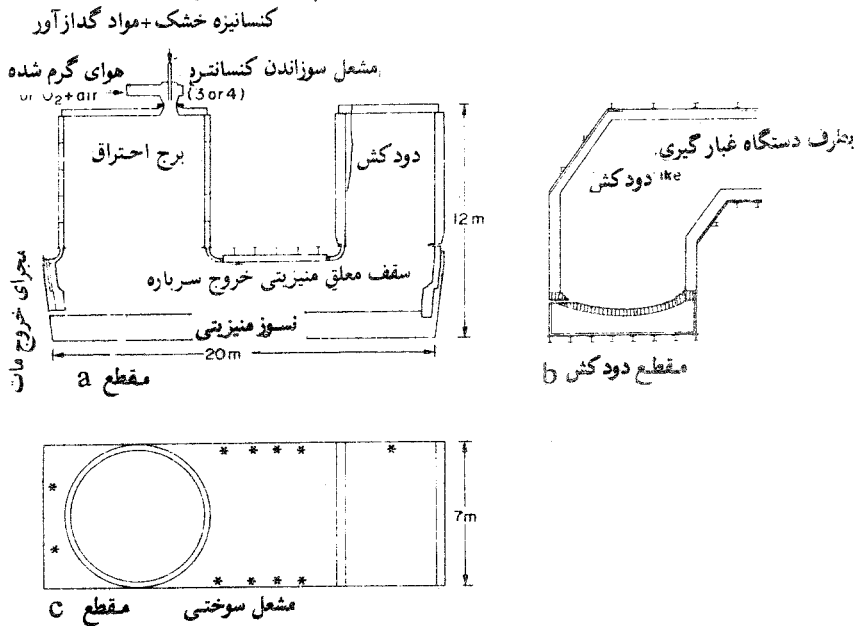
در این روش کوره ذوب در حقیقت از دو قسمت متصل تشکیل یافته است. بار که بصورت نرمه و قبلاً کاملاً خشک شده است همراه با هوا ⁴⁰⁰⁻¹⁰⁰⁰ درجه سانتیگراد پیش گرم شده از طریق یک مشعل به داخل قسمت اول کوره که معمولاً استوانه قائم با قطر ۴-۲ متر و ارتفاع ۱۰-۷ متر است پاشیده می شود. در این قسمت تشویه بطور جزئی انجام گرفته و واکنشهای گسرما زا که اکثر آنها اکسیداسیون سولفورهای مس و آهن است انرژی حرارتی لازم برای قسمت بعد را تامین می کنند. با تنظیم مقدار هوا می توان گوگرد باقیمانده در بار را تنظیم کرد. بار کوره عبارت از مواد پرعیار شده معدنی و کمک ذوب است. در صورت لزوم می توان مقداری پیریت نیز به آن افزود تا از نقطه نظر انرژی حرارتی مواجهه با کمبود نشود. بار پس از عبور از این استوانه قائم وارد قسمت دوم کوره که افقی و در همان حدود قطری طول بیشتری دارد می گردد. طول این قسمت معمولاً دو برابر ارتفاع استوانه قائم است. مات حاصل در این کوره به علت آنکه قسمت عمده گوگرد صرف سوختن و تولید حرارت میشود بسیار پرعیار بوده و در اکثر موارد در حدود ۷۰-۵۰٪ مس دارد. شکل ۹-۸ ماکت یک نوع از این کوره ها را نشان میدهد. در بعضی مواقع نیز جهت کمبود انرژی از سوخت کمکی یا انرژی الکتریکی استفاده می شود.



شکل ۹-۸ ماکت یک کوره اتوکومپو

گازها پس از عبور از این قسمت افقی وارد قسمت بازیابی حرارت و غبار گیری میشوند. حسن عمده این طریقه صرفه جوئی در سوخت می باشد. در عوض بعلت بالا بودن عیار مس مقدار تلفات مس در سرباره بسیار بالا بوده و عملاً در حدود ۱/۵-۱٪ است. این سرباره به علت داشتن مس زیاد باید مجدداً مورد عمل قرار گیرد که معمولاً آنرا در یک کوره الکتریکی یا شعله ای همراه با مقداری بار تازه دو مرتبه مورد عمل قرار میدهند. این عمل خود مسئله ای برای روش اتوکومپوست چه آنکه روش را به تنهایی نمی توان بکار برد و حتماً همراه با این نوع کوره باید کوره سنتی دیگری برای ذوب مجدد سرباره های آن ساخت. مقدار غبار خارج شده همراه با گازهای خروجی نیز بسیار بالا است زیرا بار برای آنکه در هنگام تزریق در اطراف مشعل بتواند بسوزد باید بسیار نرم باشد. بازیابی این غبارها و مصرف مجدد آنها بر هزینه روش می افزاید. گازهای حاصل در این روش SO_2 قابل توجهی همراه دارند که مقدار آن گاهی به حدود ۲۰-۱۲٪ می رسد و از این نقطه نظر دارای ارزش اقتصادی می باشد. شکل ۱۰-۸ مشخصات یک کوره اتوکومپوست را نشان می دهد.

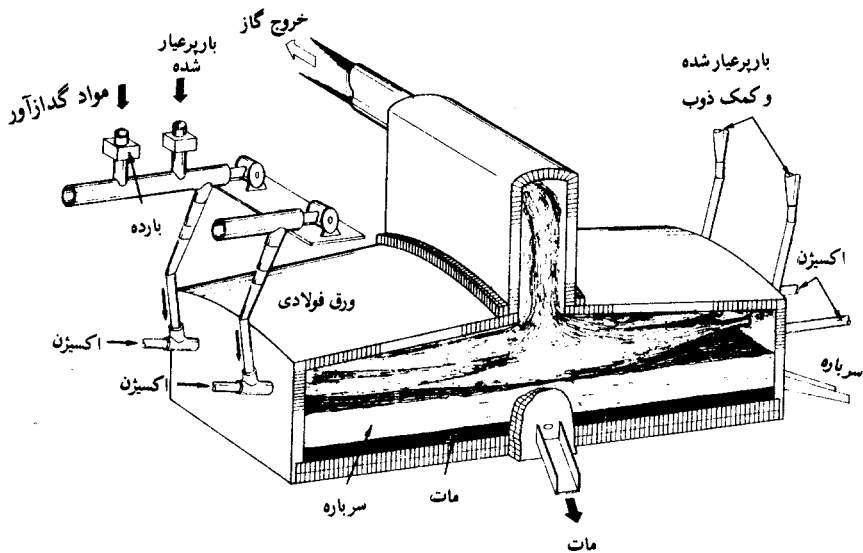
نیز بر صورت اضلاع بتزیی مشعل مقدار کمترین پایداری است



شکل ۱۰-۸ مشخصات یک کوره اتوکومپوست

۲-۴ روش اینکورا:

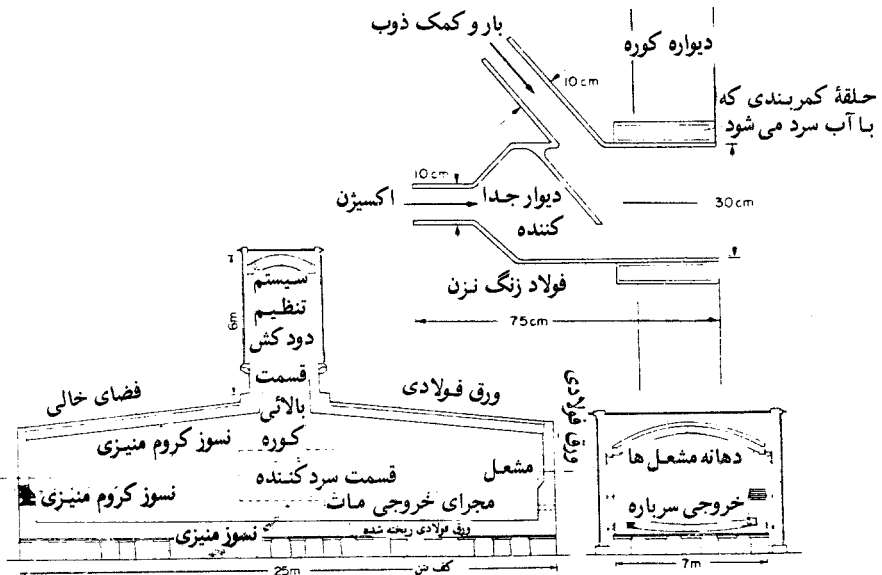
ساختمان ظاهری چنین کوره‌هایی شباهت زیادی با کوره شعله‌ای داشته ولی اصول ذوب بر این اساس پایه ریزی شده که بار و اکسیژن خالص با هم در جهت افقی از طریق مشعل بداخل کوره دمیده می‌شوند. در اثر انجام واکنشهای گرما زا مات و سرباره تولید شده و گرمای حاصل انرژی حرارتی لازم در کوره را تأمین می‌نماید. شکل ۱۱-۸ ماکت یک کوره اینکورا نشان میدهد.



شکل ۱۱-۸ - ماکت یک کوره اینکورا

این روش نیز مانند حالت قبل اتوکومپو بوده ولی بجای هوای گرم از اکسیژن خالص صنعتی استفاده می‌کنند. کاربرد اکسیژن خالص باعث می‌شود که اولاً گازهای حاصله تقریباً بطور عمده از SO_2 تشکیل شود که در نتیجه بازیابی آن آسانتر خواهد بود. این گازها اکثراً ۸۰-۶۰٪ SO_2 دارند از طرف دیگر با کاربرد اکسیژن خالص و حذف ازت، گازهایی که از کوره خارج می‌شوند حجم کمتری داشته و در نتیجه انرژی حرارتی که توسط گاز بخارج کوره برده می‌شود بسیار کمتر خواهد بود. این امر باعث می‌شود که راندمان حرارتی کوره بالاتر بوده و دیگر احتیاجی به گرم کردن اولیه بار و هوای مورد نیاز برای سوزاندن سولفورهای فلزی نباشد. چون راندمان حرارتی بالا بوده و انرژی حرارتی به اندازه کافی تولید می‌شود لذا با تنظیم مقدار اکسیژن می‌توان طوری عمل نمود که گوگرد باقیمانده در بار بیشتر و در نتیجه مات مس با

عیار کمتری بدست آورد. در هر حال عیارمات مس حاصل در این طریقه ۶۰-۵۰٪ بوده و سرباره دارای مس قابل توجهی خواهد بود که در بسیاری از نقاط مجبور به ذوب مجدد این سرباره ها در کوره های شعله ای یا الکتریکی همراه با بار تازه می باشند. در بعضی نقاط برای پائین آوردن عیار مس بداخل کوره مقداری سولفور آهن بصورت مذاب اضافه می کنند. در اینصورت عیار مس در حدود ۵۰-۴۵٪ و تلفات مس در سرباره به حدود ۷/۵۰-۰/۵٪ می رسد و دیگر احتیاج به ذوب مجدد برای بازیابی مس ندارد ولی تأسیسات جنبی برای تهیه ذوب سولفور آهن خود هزینه قابل توجهی را دربردارد. شکل ۱۲-۸ مشخصات یک کوره اینکورا نشان می دهد.



شکل ۱۲-۸- مشخصات یک کوره اینکو

در جدول شماره ۵-۸ مشخصات کلی این روشها را در بعضی کارخانجات جهان نشان می دهد. از نقطه نظر مقایسه بین این دو روش می توان گفت که روش اینکو دارای مزایایی به شرح زیر می باشد.

- ۱- روش اینکو از نقطه نظر انرژی حرارتی خود کفا می باشد در حالیکه روش اتوگن خود کفا نبوده و هوای مورد لزوم و خود بار باید قبلاً گرم شوند.
- ۲- گازهای حاصل در روش اینکو حاوی حدود ۸۰-۶۰٪ SO_2 است که این خود

استفاده اقتصادی از آنرا بسیار آسان می کند در حالیکه گازهای روشن اتوگن حداکثر حدود ۲۰٪ SO_۲ دارند.

۳- سرباره روش اتوگن حتماً باید مورد عمل ذوب مجدد قرار گرفته و مس محتوی آن دو مرتبه بازیابی شود در حالیکه در روش اینکوبا افزودن سولفور آهن مذاب می توان مقدار مس را در سرباره پائین آورد بطوریکه دیگر احتیاج به ذوب مجدد نباشد.

۴- مات حاصل در روش اتوگن بسیار پر عیار بوده و تولید اشکالاتی در کنورتور خواهد نمود در حالیکه در روش اینکوبا پائین آوردن عیار مس در مات توسط سولفور آهن مذاب این مسئله حل شده است.

۵- غبار خارج شده در روش اینکو کمتر است. علت این امر کم بودن حجم گازهای خروجی می باشد که تقریباً از SO_۲ تشکیل شده است و این هزینه غبار گیری را نسبتاً کاهش می دهد.

۶- در مقابل مزایائی که برای روش اینکوشرح داده شده باید اضافه نمود که در روش اینکوا از اکسیژن خالص استفاده می شود و عملاً برای هر تن مات مس حدود ۲۸۰-۲۴۰ کیلوگرم اکسیژن مصرف می شود که هزینه تهیه آن باعث بالا رفتن هزینه روش می گردد و از طرف دیگر برای پائین آوردن عیار مس در سرباره باید تأسیسات جنبی بمنظور ذوب سولفور آهن در نظر گرفت. در هر حال هر دو روش از نظر اقتصادی قابل کاربرد بوده و شرایط محلی برای انتخاب آنها بسیار موثر میباشد. جدول شماره ۶-۸ مقایسه این کوره ها را با کوره شعله ای بخصوص از لحاظ تأمین سوخت نشان می دهد بطورکلی مزایا و معایب این روشها را بشرح زیر می توان خلاصه نمود.

۱- توسط این نوع کوره ها می توان از انرژی که بوسیله فعل و انفعالات تولید می شود حداکثر استفاده را نمود.

۲- گازهای SO_۲ حاصل پر عیار و در نتیجه اقتصادی است که آنرا تبدیل به اسید سولفوریک یا گازهای مایع SO_۲ نمود.

۳- مقدار تولید و عملیات ذوب بسرعت انجام میگردد.

عیب عمده این کوره ها عبارتست از آنکه:

مقدار مسی که در سرباره وجود دارد خیلی زیاد بوده و در نتیجه بایستی برای بازیابی مس از سرباره و پائین آوردن درصد آن از کوره های جنبی مثلاً کوره های الکتریکی و غیره استفاده نمود که خود متحمل خرجی را در این خصوص خواهد شد.

جدول شماره ۵-۸ مشخصات کوره‌های با استفاده از سولفورهای طبیعی

	INCO Canada	Tamano Japan	Hitachi Japan	Toyo Japan
مشخصات کوره‌ها	۱۹۷۵	۱۹۷۳	۱۹۷۴	۱۹۷۴
ارتفاع × طول × عرض به [m]	۶×۲۳×۵	۷×۲۰×۳	۷×۱۹×۳	۷×۲۰×۳
سطح کوره به متر مربع	۱۳۸	۱۴۰	۱۳۳	۱۴۰
تعداد مجاری ورود مواد اولیه و سوخت	۴	۴	۳	۳
درجه حرارت هوای ورودی به [°C]	۲۰	۴۵۰	۹۵۰	۴۵۰
نوع مواد اولیه	مواد پرعیار شده	مواد پرعیار شده	مواد پرعیار شده	مواد پرعیار شده
	۳۰ درصد مس	۳۰ درصد مس	۲۶ درصد مس	۲۸ درصد مس
مقدار مواد اولیه به (تن در روز)	۱۶۰۰	۱۲۰۰	۱۲۰۰	۱۱۰۰
مقدار مات به (تن در روز)	۸۵۰	۶۰۰	۵۵۰	۵۵۰
عیار مس به %	۴۷	۴۷	۴۹	۴۹
مقدار سرباره به (تن در روز)	۵۵۰	۵۰۰	۴۵۰	۳۰۰
درصد مس در سرباره	۰/۷	۰/۵۵	۱	۱
درصد مس در سرباره نهائی	۰/۷	۰/۵۵	۰/۵	۰/۴۵
مقدار سوخت کربن و مواد سوخت مایع به (تن در روز)	۷	۵۱	۶۸	۶۳
مقدار اکسیژن به تن در روز	۳۰۰	—	۴۰	—
درجه خلوص اکسیژن به درصد	۹۵—۹۷	—	۹۹/۵	—
کل انرژی مصرفی به Kcal/tonne در هر شارژ	۱/۱×۱۰ ^۵	۴/۵×۱۰ ^۵	۶/۱×۱۰ ^۵	۶/۱×۱۰ ^۵

جدول شماره ۶-۸ مقایسه کوره‌های شعله‌ای ، اتوکوپه‌بو اینکو

مشخصات کوره‌ها	کوره شعله‌ای	کوره اتوکوپه‌بو	کوره اینکو
انالیزمات تولید شده درصدی/	۴۵٪Cu ۲۹٪Fe ۲۴٪S	۷۰٪Cu ۸٪Fe ۲۲٪S	۶۰٪Cu ۱۶٪Fe ۲۳٪S
انرژی که گرفته میشود به درصد/ :	۸۱	-	-
از طریق کربن			
از طریق فعل و انفعالات شیمیائی (فعل و انفعالات گرمازا)	-	۸۲	۹۶
از طریق هوای گرم	۷	۱۸	-
از طریق مواد گوگرد دار	۱۲	-	۷
انرژی که از دست میدهد به درصد/	۳۰	۴۲	۵۷
گرمای موجود درمات و سرباره	۶	-	-
فعل و انفعالات گرماگیر	۱۵	۱۰	۲۶
از طریق دیوارهای کوره	۴۹	۵۸	۱۷
از طریق گرد و غبار گازها			
تأمین مابقی انرژی	از طریق کربن	از طریق هوای گرم	لازم نیست

این روش در حقیقت که تطبیق کوره شعله‌ای با نیاز مبرم صنعت بصره جوئی در سوخت می باشد عبارتست از یک کوره شعله‌ای که در آن تغییراتی بشرح زیر داده شده است .

۱- محل مشعل‌ها به سقف کوره منتقل شده و با کاربرد سقف معلق از آسیب‌های ناشی از خراب شدن دیواره کوره به سیستم مشعل‌ها تا حدودی جلوگیری بعمل آمده است . در کوره تعدادی مشعل در سقف قرار گرفته‌اند که تعداد آنها بستگی به ظرفیت و طول کوره دارد و از طریق این مشعل‌ها کنسانتره خشک همراه با اکسیژن خالص (۹۵٪) به کوره دمیده می شود . کاربرد کنسانتره‌تر که قبلاً بکار برده می شد بعلت اشکالات ناشی از خوردگی بخار آب موجود در گازهای خروجی و اثر آنها روی سیستم بازیابی گاز و غبارگیری عملاً متروک گردیده است . اگر انرژی اکسایش کنسانتره بکار برده شده کافی برای ذوب و تهیه مات مس با عیار مناسب کافی نباشد مقداری سوخت (مایع و یا گاز) همراه با کنسانتره و اکسیژن خالص از طریق این مشعل‌ها بکوره دمیده می شود . در بعضی از کوره‌ها یک یا چند مشعل که فقط با سوخت کار می کنند در کوره پیش بینی شده است تا کمبود انرژی را جبران کند .

۲- در قسمت انتهائی کوره یک یا چند مشعل دیگر که با پیریت خالص (یا پیریت مس دار) و اکسیژن و سوخت (معمولاً پودر ذغال سنگ) کار می کند ، وجود دارد . این مشعل‌ها طوری تنظیم شده‌اند که قسمت عمده پیریت بدون سوختن بداخل کوره می رسد و وظیفه آن پائین آوردن عیار مات مس است تا از تلفات زیاد مس در سرباره جلوگیری کند . حرارت ایجاد شده توسط این مشعل‌ها صرف سیال کردن سرباره می شود تا ذرات مات مس موجود در آنها به خوبی جدا شده و بدین ترتیب عیار مس در سرباره به حداقل رسیده و دیگر لزومی به عملیات مجدد روی سرباره نباشد . در صورت لزوم همراه این مشعل مقداری مواد سیال کننده سرباره (فلورین بوکسیت و غیره) نیز بداخل کوره دمیده می شود تا سرباره را کاملاً سیال کرده و تا حد امکان عیار مس را در آن پائین بیاورند . هزینه تبدیل یک کوره شعله‌ای به این روش بستگی به عوامل بسیاری دارد که مهمترین آنها بقرار زیراند .

— ابعاد و ظرفیت تاسیسات موجود .

— نوع و عیار کنسانتره و مشخصات فیزیکی (رطوبت و غیره) و مشخصات شیمیائی (مقدار گوگرد و آهن) آن .

— فضا و مساحت آزاد موجود در سیستم .

— در دسترس بودن امکانات تولید اسید سولفوریک و مصرف آن .

جدول شماره ۸-۷ مشخصات یک کوره از این نوع که در شرکت Phelps dodge CO Morenci Arizona بکار برده شده است نشان می دهد.

جدول شماره ۸-۷

مقدار کنسانتره مصرفی هر مشعل ۳۰-۲۰ تن در ساعت	وزن اکسیژن به وزن کنسانتره ۰/۲۵-۰/۲۷۵
نسبت وزن مواد گداز آور به وزن کنسانتره ۰/۰۳-۰/۱۱	تعداد مشعلها ۳ عدد
مصرف کل کنسانتره خشک روز/تن ۱۶۶۰	مصرف کل اکسیژن روز/تن ۴۴۰
سرباره کنورتور بصورت مذاب روز/تن ۳۹۰	سرباره و غبار بازگشتی روز/تن ۳۲۰
	تولید کوره:

مات = روز/تن ۷۸۰ سرباره = روز/تن ۱۰۸۰ غبار = روز/تن ۱۴۰

آنالیز بارو محصول:

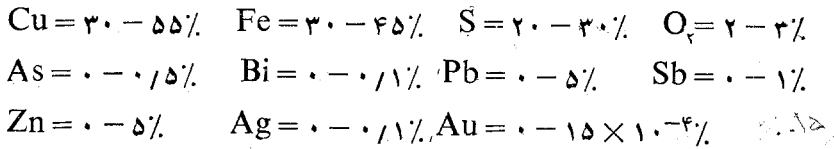
Cu	Fe	S	SiO _۲	Fe _۲ O _۳	کنسانتره
۲۴/۳	۲۶/۴	۳۶/۵	۸/۴	-	مات
۴۸	۲۵	۲۳	-	۴	سرباره کنورتور
۴	۵۰	۱	۲۴	۰	سرباره کوره
۰/۸	۴۰	۱	۳۵	۱۰	

درجه حرارت مات = ۱۱۸۰°C - ۱۱۵۰°C سرباره ۱۲۵۰°C - ۱۲۰۰°C گاز خروجی = ۱۳۲۰°C - ۱۲۷۰°C

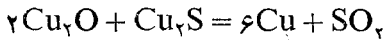
فصل نهم

تهیه مس خام از مات

مات حاصل از ذوب در کوره های گداز بطور عمده از سولفورهای مس و آهن تشکیل شده است. و عناصری نظیر آرسنیک، بیسموت نیکل، سرب، آنتیموان، روی و فلزات قیمتی مانند طلا و نقره را نیز بصورت ناخالصی همراه دارد و اکثراً تا حدود ۳٪ اکسیژن بصورت محلول و ترکیب در آن وجود دارد بطور کلی ترکیب مات بصورت زیر می باشد.



در گذشته برای تهیه مس خام، مات مس را مورد عمل تشویه کامل قرار می دادند و سپس اکسید مس حاصل را با یک احیاء کننده تبدیل به مس خام می کردند در یک روش دیگر عمل تشویه را بطور جزئی انجام داده و سپس با ذوب مجدد طبق واکنش زیر تولید مس خام صورت می گرفت.



امروزه این روشها متروک شده و یگانه روش برای تهیه مس خام از مات کاربرد کنورتور می باشد. هدف از کاربرد کنورتور حذف سولفور آهن و سایر ناخالصیها و تبدیل سولفور مس به مس خام می باشد (با عیار ۹۹/۵-۹۸/۵٪ مس) این عمل از طریق دمیدن هوا به داخل مات مس مذاب در حرارت نسبتاً بالا (۱۲۵۰-۱۱۵۰ درجه سانتیگراد) انجام میگیرد. کاربرد کنورتور دارای مزایای زیر می باشد.

الف - واکنشهای انجام شده در کنورتور همگی گرما زا بوده و آن را از سوخت خارجی بی نیاز می کند.

ب - کنورتور در زمان نسبتاً کوتاهی مات مس را به مس خام تبدیل می کند.

ج - گازهای خروجی کنورتور را با سهولت بیشتری می توان جمع آوری کرد و چون مقدار SO_2 آن قابل توجه است می توان از آن برای ساختن اسید سولفوریک استفاده نمود.

د - در کنورتور هر نوع مات را می توان مورد عمل قرار داد. تبدیل مات مس فقیر در کنورتور فقط از ظرفیت آن کاسته و مدت زمان تبدیل مات به مس خام را افزایش می دهد و از نقطه نظر حرارتی کنورتور بشدت گرم می شود و بایستی با اضافه کردن مواد خنک کننده (مات مس جامد) از بالا رفتن درجه حرارت جلوگیری کرد در حالیکه اگر مات مس غنی باشد در اینصورت مات دارای ترکیبات گرما زای کمتری بوده و بایستی تدابیری برای کم کردن تلفات حرارتی کنورتور بکار برد.

اصول ذوب در کنورتور:

۱- واکنشهای شیمیائی در کنورتور:

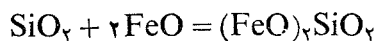
واکنشهای انجام شده در داخل کنورتور را می توان به دو مرحله بشرح زیر تقسیم کرد:

الف - مرحله اول: اکسیداسیون سولفور آهن و تولید سرباره.

ب - مرحله دوم: اکسیداسیون سولفور مس و تولید مس خام.

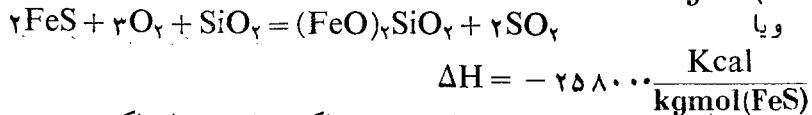
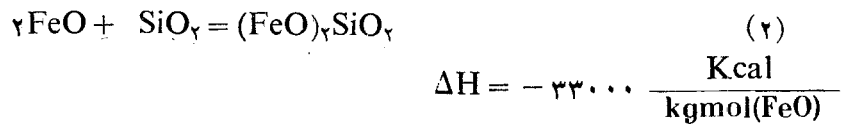
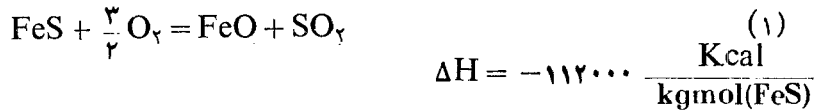
الف - مرحله اول: اکسیداسیون سولفور آهن و تولید سرباره:

در این مرحله با دمیدن هوا، سولفور آهن اکسیده شده و تبدیل به FeO و Fe_3O_4 و SO_2 می گردد چون نقطه ذوب این اکسیدها بالا می باشد (نقطه ذوب FeO ۱۳۸۵ و Fe_3O_4 ۱۵۹۷) درجه سانتیگراد لذا برای آنها را بصورت مذاب در آورد باید مقداری سیلیس بعنوان گداز آور به محیط اضافه کرد تجربه نشان می دهد که واکنش زیر:

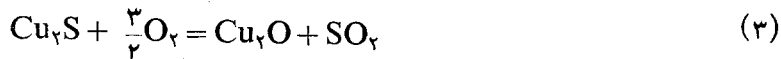


انجام شده و ترکیب حاصل (فایالیت) در درجه حرارت کار کنورتور بصورت مذاب می باشد. عمل اکسیداسیون سولفور آهن را آنقدر ادامه میدهند تا تقریباً تمامی آن بصورت اکسید در آید و مقدار سولفور آهن باقی مانده در مات به ۱٪ برسد در این موقع سرباره را خارج کرده و دو مرتبه مات مذاب جدید اضافه کرده و دمیدن هوای اکسیداسیون سولفور آهن را مجدداً شروع

می نمایند و با حذف سولفور آهن سرباره را خارج می کنند. در شرایط صنعتی اضافه کردن مات به کنورتور و حذف سولفور آهن عملاً تا ۶ بار نیز انجام می گیرد و هر بار پس از حذف سولفور آهن سرباره گیری را انجام می دهند تا آنکه در مرحله آخر تمام حجم مفید داخل کنورتور پر از سولفور مس باقی بماند. واکنشهای مرحله اول را می توان بصورت زیر خلاصه کرد:



در این مرحله مقداری از سولفور مس نیز اکسید شده و تولید اکسید مس میکند ولی اکسید مس حاصل بلافاصله در مجاورت با سولفور آهن مجدداً بصورت سولفور در آمده و تولید اکسید آهن می کند.



لذا تا هنگامیکه سولفور آهن در محیط وجود دارد عملاً مقدار سولفور مس تغییری نکرده و چون اکسید آهن با سیلیس اضافه شده به کنورتور وارد ترکیب شده و تولید سرباره می کند لذا مات باقی مانده پیوسته از مس غنی خواهد شد.

اگر مقدار ثابت تعادل برای واکنش (۴) نوشته شود:

$$K_T = \frac{a_{\text{Cu}_2\text{S}} a_{\text{FeO}}}{a_{\text{Cu}_2\text{O}} \cdot a_{\text{FeS}}} \quad \text{و یا} \quad a_{\text{Cu}_2\text{S}} = K_T \frac{a_{\text{Cu}_2\text{O}} \cdot a_{\text{FeS}}}{a_{\text{FeO}}} \quad (۵)$$

و چون بین اکتیویته و غلظت رابطه $a_{\text{Cu}_2\text{S}} = f_{\text{Cu}_2\text{S}} \times [\text{Cu}_2\text{S}]$ برقرار است (f ضریب اکتیویته است) لذا:

$$[\text{Cu}_2\text{S}] \times f_{\text{Cu}_2\text{S}} = K_T \frac{[\text{Cu}_2\text{O}] \times f_{\text{Cu}_2\text{O}} \times [\text{FeS}] \times f_{\text{FeS}}}{f_{\text{FeO}} \times [\text{FeO}]}$$

با توجه باینکه ضرایب اکتیویته در یک درجه حرارت ثابت مقدارست ثابت :

$$[\text{Cu}_2\text{S}] = K_T \frac{[\text{Cu}_2\text{O}] \times [\text{FeS}]}{[\text{FeO}]}$$

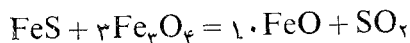
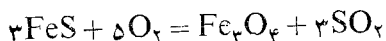
و با توجه به اینکه FeO حاصل بلافاصله با سیلیس وارد ترکیب شده و سپس وارد سرباره می گردد لذا غلظت آن در محیط عمل بسیار پائین بوده و در نتیجه ضریب تعادل برای تشکیل سولفور مس بسیار بالا خواهد بود. بعبارت دیگر تا هنگامیکه سولفور آهن در محیط وجود دارد عملاً Cu_2S بلا تغییر خواهد ماند.

اگر از رابطه (۵) مقدار Cu_2O را پیدا کنیم خواهیم داشت :

$$a_{\text{Cu}_2\text{O}} = \frac{a_{\text{Cu}_2\text{S}} \times a_{\text{FeO}}}{K_T \times a_{\text{FeS}}}$$

بعبارت دیگر مقدار Cu_2O رابطه عکس با مقدار سولفور آهن خواهد داشت. هر قدر سولفور آهن بیشتر در محیط وجود داشته باشد، مقدار Cu_2O حاصل کمتر خواهد بود و با توجه به اینکه FeO نیز از محیط عمل خارج می شود لذا می توان گفت که عملاً Cu_2O با حضور FeS پایدار نیست.

در مرحله اول دمیدن اکسیژن به کنورتور مقداری نیز اکسید مغناطیسی آهن بوجود می آید که خود می تواند باعث اکسیده شدن سولفور آهن گردد.



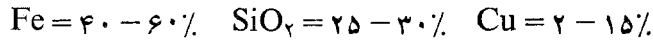
در حال مقداری اکسید مغناطیسی آهن به سرباره میرود و باعث می شود که تلفات

مس در سرباره زیاد شده و ضمناً غلظت سرباره نیز افزوده گردد.

در هنگامیکه قسمت عمده سولفور آهن اکسیده شده و مقدار سولفور آهن باقی مانده در مس بسیار کم باشد مقدار Cu_2O بوجود می آید که قسمتی از آن وارد سرباره می شود و در نتیجه عیار مس را در سرباره بالا می برد و اگر در این موقع عمل دمیدن هوا را قطع و سرباره را خارج نکنند، مقدار اکسید مس که وارد سرباره می شود بشدت بالا رفته و عیار مس در سرباره حتی بحدود ۱۰٪ و بیشتر می رسد. وجود اکسید مغناطیسی آهن در سرباره حل شدن را در سرباره تسهیل میکند.

در هر حال دمیدن مرحله اول تا هنگامیکه قسمت عمده سولفور آهن اکسیده شود ادامه
 مییابد و هنگامیکه عبارات باقیمانده ۷۹-۷۷٪ مس برسد عمل دمیدن را قطع و سرباره را
 خارج کرده و در صورت لزوم مجدداً مات اضافه کرده و دمیدن بمنظور اکسیداسیون سولفور آهن
 را دوباره آغاز میکنند.

سرباره حاصل بطور متوسط دارای ترکیبی مطابق با $(\text{FeO})_x\text{SiO}_y$ می باشد.

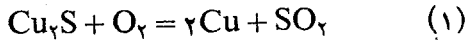


و بقیه آن شامل آهنک و آلومین است که آهنک و آلومین موجود در سرباره از طریق سیلیس وارد
 کنورتور میشوند لذا هر قدر سیلیس خالص تری بکار برده شود میزان این مواد در سرباره کمتر
 خواهد بود در جریان مرحله اول دمیدن بسیاری از ناخالصیها نیز حذف می شوند مثلاً قسمت
 عمده آرسنیک و بیسموت و روی و کادمیم و آنتیموان اکسیده شده و همراه گازهای خروجی خارج
 میشوند و یک قسمت از این عناصر وارد سرباره میشود و فقط قسمت بسیار کمی از آنها وارد
 مس خام خواهند شد. منحنی ۱-۹ تغییر عیار ناخالصی ها را در جریان دمیدن هوا نشان میدهد.
 فلزات قیمتی مانند طلا و نقره و همچنین نیکل و کبالت عملاً در جریان مرحله اول
 تغییر نکرده و در مات باقی میمانند. در صنعت کوشش میشود سیلیسی که بعنوان ماده گداز آور
 به کنورتور اضافه می شود حاوی مقداری از فلزات قیمتی باشد و این فلزات قیمتی در صورت
 وجود نیز در جریان مرحله اول از سیلیس جدا شده و وارد مات می گردند.

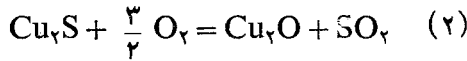
تشخیص اکسیداسیون سولفور آهن در جریان مرحله اول نسبتاً ساده می باشد. کارگر
 مجرب که در کنار کنورتور کار میکند این امر را از سفید شدن رنگ مذاب تشخیص میدهد
 (سولفور مس مذاب سفید رنگ است) از طرف دیگر رنگ شعله که آغاز دمیدن متمایل به سبز
 است هنگام تمام شدن اکسیداسیون سولفور آهن تبدیل به آبی کمرنگ میشود که این خود نیز
 مشخصه ای برای پایان یافتن مرحله اول دمیدن میباشد. بالاخره با تجزیه سریع در هر لحظه
 میتوان مقدار آهن باقیمانده در مات را تعیین کرد.

ب - مرحله دوم دمیدن و تولید مس خام :

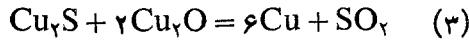
پس از پایان مرحله اول (اکسایش سولفور آهن) و خارج کردن سرباره عملاً در داخل
 کنورتور فقط سولفور مس باقیمانده و مقدار سولفور آهن موجود کمتر از ۱٪ میباشد. در این موقع
 مجدداً عمل دمیدن هوا را آغاز کرده و در نتیجه واکنش های اصلی در این مرحله عبارت خواهند
 بود از:



$$\Delta H = -51200 \frac{\text{Kcal}}{\text{kgmol}(\text{Cu}_2\text{S})}$$



$$\Delta H = -65000 \frac{\text{Kcal}}{\text{kgmol}(\text{Cu}_2\text{S})}$$



$$\Delta H = -33000 \frac{\text{Kcal}}{\text{kgmol}(\text{Cu}_2\text{S})}$$

اگر درجه آزادی را برای واکنش (3) حساب کنیم

$$V = 4 - 1 + 3 - 4 - 1 = 1$$

نتیجه میشود که درجه آزادی واکنش یک بوده و واکنش تنها بستگی به درجه حرارت خواهد داشت. مقدار ثابت تعادل نیز عبارت خواهد بود از:

$$K_T = \frac{P_{\text{SO}_2} \times a_{\text{Cu}}^2}{a_{\text{Cu}_2\text{S}} \times a_{\text{Cu}_2\text{O}}}$$

چون Cu و Cu_2O و Cu_2S فاز مستقل تشکیل میدهد لذا آکتیویته آنها مساوی یک بوده و در نتیجه

$$K_T = P_{\text{SO}_2}$$

از طرف دیگر اگر از رابطه

$$\Delta G_0 = -\Delta H + T\Delta S = RT \ln K_T$$

مقدار K_T را حساب کنیم خواهیم داشتن.

$$\log K_T = - \frac{\Delta H}{R_e T} + \frac{\Delta S}{R_e}$$

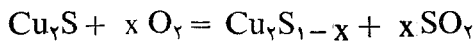
برای آنکه واکنش (3) یک طرفه باشد کافی است که گاز SO_2 حاصل از محیط خارج شود و برای این منظور باید فشار آن از فشار جو محیط بر آن کمتر نباشد و فشار جو محیط بر واکنش حداکثر معادل یک اتمسفر بوده و در نتیجه با فرض $P_{\text{SO}_2} = \text{lat}$ خواهیم داشت.

$$\log K_T = \log P_{\text{SO}_2} = 0 = \frac{-\Delta H}{R_e T} + \frac{\Delta S}{R_e} = \frac{-6470}{T} + 6/32$$

با محاسبه مقدار $T=1023$ و یا $T=750\text{C}$ بدست می آید. بدین ترتیب ملاحظه میشود که با تجاوز درجه حرارت از 750 درجه سانتیگراد فشار SO_2 بالا تر از یک اتمسفر بوده و در نتیجه واکنش کاملاً یک طرفه خواهد بود و اجسام پایدار مس و SO_2 میباشد با توجه به اینکه درجه حرارت در داخل کنورتور حدود 1200 درجه سانتیگراد میباشد پس دمیدن هوا بداخل سولفور مس منجر به تولید مس خواهد شد. ضمناً باید توجه داشت که عمل دمیدن بایستی در زمان مناسب قطع گردد زیرا با تمام شدن سولفور مس در محیط مس حاصل شروع به اکسید شدن میکند و در حقیقت وجود سولفور مس مانع اکسیداسیون مس میباشد.

در عمل اکسایش سولفور مس در داخل کنورتور در 1200 درجه سانتیگراد در سه مرحله متوالی و بهم پیوسته انجام میگردد. شکل (۹-۲) این مرحله ها را نشان میدهد که بترتیب عبارتند از:

۱- هنگامیکه در Cu_2S تقریباً خالص هوا دمیده میشود مقداری SO_2 تولید و متصاعد می شود و در نتیجه یک قشر سفید رنگ که ترکیبی از مس و گوگرد است بوجود میآید این فاز در حقیقت از تشکیل مس و حل شدن مجدد آن در Cu_2S تشکیل می شود و بطور کلی می توان نوشت:

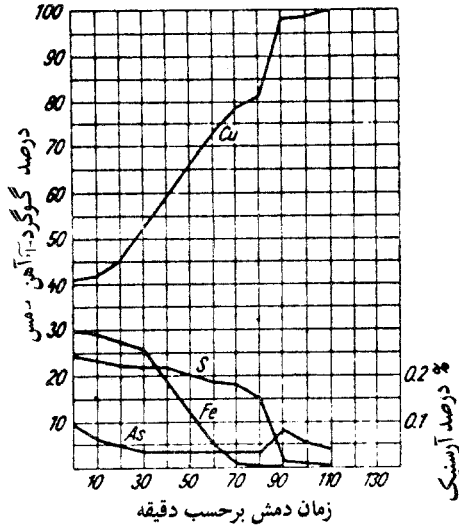


این عمل آنقدر ادامه می یابد تا مقدار گوگرد به نقطه b (در روی شکل ۹-۲) که $19/4\%$ گوگرد دارد برسد. فاز حاصل را b مینامیم.

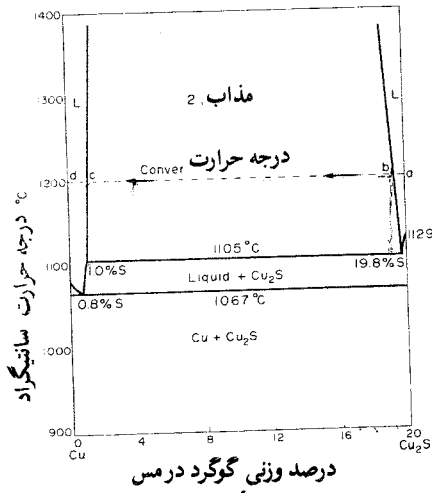
۲- با ادامه دمیدن هوا مقدار بیشتری SO_2 خارج شده و فاز جدیدی که فاز c (نقطه c در شکل ۹-۲) و مقدار گوگرد آن حدود 1% است تشکیل میگردد و بدین ترتیب در داخل کنورتور دو فاز b و c بوجود می آید که در هر لحظه در حال تعادل خواهند بود. شکل ۹-۲ تعادل این دو فاز را نشان میدهد با ادامه دمیدن هوا بتدریج از مقدار فاز b کم شده به مقدار فاز c افزوده میگردد تا آنکه فاز b بکلی حذف شود.

۳- در این مرحله فقط فاز c وجود داشته و با دمیدن هوا از میزان گوگرد فاز c کم میشود در این هنگام باید دقت کرد که از اکسیداسیون زیادی از حد جلوگیری شود زیرا هوای دمیده شده باعث اکسیداسیون مس شده و چون دیگر سولفوری جهت احیاء مجدد آن طبق رابطه ۳ وجود ندارد این اکسید در محصول باقی خواهد ماند.

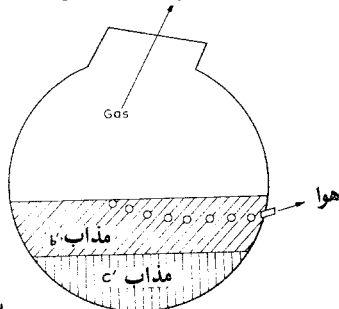
در هر حال عمل دمیدن هوا در این مرحله تا هنگامی ادامه می دهند تا اولین آثار Cu_2O مشاهده شود در این هنگام بایستی بسرعت عمل دمیدن متوقف گردد. دمیدن خوب در



شکل ۱-۹- تغییرات مس و ناخالصی‌ها در جریان دمیدن هوا

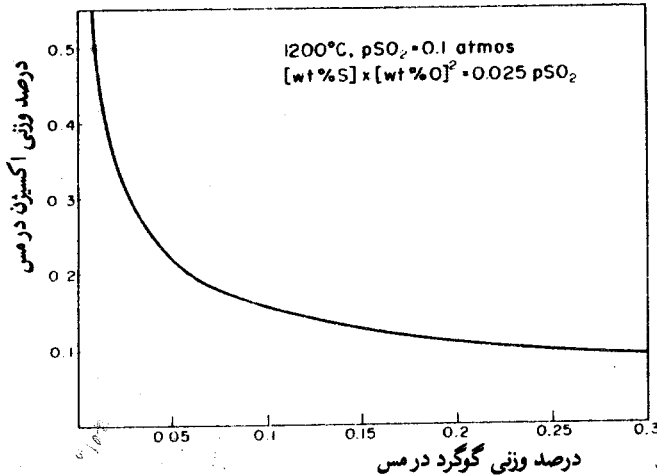


~~۱۳~~



شکل ۲-۹

پایان مس خامی بدست میدهد که حدود ۰/۰۲ درصد گوگرد و حدود ۰/۵٪ اکسیژن دارا می باشد و اگر عمل دمیدن بموقع متوقف نگردد میزان اکسیژن در مس خام می تواند حتی به حدود ۱/۸٪ نیز برسد که این امر در تصفیه بعدی ایجاد هزینه و اشکال خواهد کرد. در هر حال مقدار اکسیژن محلول در مس خام بستگی بمقدار گوگرد آن دارد منحنی ۳-۹ تعادل گوگرد و اکسیژن را در مس خام نشان می دهد.



شکل ۳-۹ منحنی تعادل گوگرد و اکسیژن در مس در ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد با فشار SO_2 برابر با ۰/۱ اتمسفر.

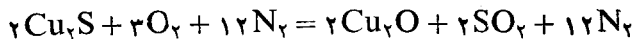
می توان این تعادل را از روی رابطه تعادل واکنش نیز بدست آورد.



ثابت تعادل عبارت خواهد بود.

$$K' = \frac{p_{SO_2}}{[S] \times [O]^2}$$

مقدار K' بستگی به درجه حرارت داشته و در ۱۱۰۰ مقدار آن مساوی با ۹۰ و در ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد و ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد به ترتیب ۴۰ و ۲۰ خواهد بود. از آنجائیکه در شرایط صنعتی هوادیده می شود لذا در انتهای اکسیداسیون سولفور مس واکنش عبارت خواهد بود از:



لذا فشار گاز SO_2 حداکثر معادل نسبت مولکول‌های گاز SO_2 به کل مولکول‌های گازی خواهد بود بعبارت دیگر فشار آن حداکثر $1/14$ و یا $1/7$ اتمسفر میتواند باشد. عملاً بعبارت وجود مقداری اکسیژن در گازهای خروجی بخصوص در انتهای عمل اکسایش در کنورتور فشار گاز SO_2 از 0.1 اتمسفر تجاوز نمیکنند لذا ملاحظه می‌شود که اگر در رابطه بجای فشار SO_2 عدد 0.1 را بگذاریم خواهیم داشت.

$$[\%O]^2 = \frac{0.1}{K[\%S]}$$

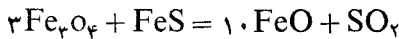
چون در 1200 مقدار $K = 40$ می‌باشد لذا مقدار تعادلی اکسیژن عبارت خواهد بود از:

$$[\%O]^2 = \frac{2/5 \times 10^{-3}}{[\%S]}$$

و بدین ترتیب ملاحظه می‌شود که اگر درصد گوگرد از $1/5$ کمتر باشد در صد وزن تعادلی اکسیژن بسیار بالا خواهد بود که از شکل ۳-۹ نیز این امر کاملاً مشهود می‌باشد.

تشکیل مانیتیت در جریان دمیدن هوا:

فاز پایدار از اکسید آهن در اثر اکسایش سولفور آهن توسط هوا مانیتیت میباشد. مانیتیت حاصل دارای نقطه ذوب بالا بوده و در شرایط کار کنورتور بصورت خمیری در می‌آید و وجود کمی مانیتیت کم و بیش جامد در داخل کنورتور بعبارت آنکه در روی جدار نسوز کنورتور قشر محافظی برای نسوز تشکیل میدهد قابل قبول است ولی مانیتیت باعث بالا رفتن غلظت سرباره و در نتیجه تلفات بیشتر مس در سرباره کنورتور می‌گردد لذا بایستی از تشکیل آن حتی المقدور جلوگیری کرد. مانیتیت توسط سولفور آهن احیاء می‌شود.



رابطه تعادل

$$K_T = \frac{(a_{FeO})^{10} \times P_{SO_2}}{(a_{Fe_3O_4})^3 \times (a_{FeS})}$$

و یا

$$(\%Fe_3O_4)^3 = \frac{(\%FeO)^{10} \times P_{SO_2}}{K_T \times (\%FeS)}$$

از آنجائیکه فشار SO_2 در شرایط صنعتی تقریباً ثابت میباشد (حدود 0.1 اتمسفر) لذا برای کم شدن مقدار تشکیل مانیتیت باید غلظت FeO حداقل باشد برای این منظور اضافه کردن سیلیس به محیط که باعث تشکیل ترکیب سیلیکات آهن با آن می‌شود و بدین ترتیب FeO را از

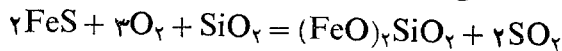
محیط واکنش خارج می کند ضروری است. هم چنین درجه حرارت نقش مهمی در تشکیل مانیتیت دارد. بالا رفتن درجه حرارت ضمن آنکه باعث بزرگ شدن ضریب تعادل K_p می گردد تشکیل سیلیکات های آهن را نیز تسریع می کند. بالاخره وجود FeS در محیط برای جلوگیری از تشکیل مانیتیت ضروری است. بعبارت دیگر فقط در انتهای دمش که مقدار FeS بسیار کم می شود شرایط مناسب برای تشکیل مانیتیت در داخل کنورتور فراهم میگردد.

بیان حرارتی کار کنورتور:

بیان حرارتی کنورتور را در هر یک از مراحل دمش میتوان بصورت زیر نوشت:

الف — بیان حرارتی مرحله اول:

در مرحله اول، انرژی حرارتی توسط واکنش زیر تامین میگردد.



$$\Delta H = -258000 \frac{\text{Kcal}}{\text{kgmol(FeS)}}$$

بعبارت دیگر به ازای هر کیلو گرم سولفور آهن که اکسید شده و سپس وارد ترکیب با سیلیس میشود حدود ۱۴۷۰ کیلو کالری انرژی ایجاد میگردد. این مقدار انرژی بشرح زیر مصرف میشود.

۱— گرم کردن مات مس در داخل کنورتور، مات که وارد کنورتور میشود دارای درجه حرارتی حدود ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد است که سپس در داخل کنورتور درجه حرارت آن بحدود ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد می رسد.

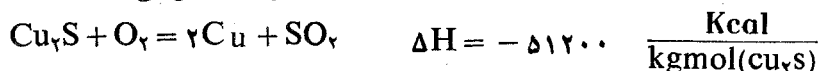
۲— گرم کردن هوای مورد نیاز برای اکسیداسیون سولفور آهن، به ازای هر کیلو گرم سولفور آهن حدود ۲ متر مکعب هوا لازم است که بصورت سرد وارد کنورتور می شود. بعداً هوای داخل کنورتور به حرارتی حدود ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد می رسد. انرژی لازم برای گرم کردن این مقدار هوا تا حدود ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد معادل ۶۰۰ کیلو کالری میباشد. (حرارت مخصوص هوا ۰/۲۵ فرض شده است).

۳— گرم کردن سیلیس که آن هم بصورت سرد وارد میشود، برای هر کیلو گرم از سولفور آهن حدود ۰/۳۵ کیلو گرم سیلیس مورد نیاز است که انرژی لازم برای گرم کردن آن تا ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد با فرض آنکه حرارت مخصوص آن هم ۰/۲۵ باشد حدود ۱۰۰ کیلو کالری خواهد شد.

- ۴- انرژی موجود در سرباره که خارج میشود.
 ۵- انرژی خارج شده توسط گازهای خروجی.
 ۶- تلفات حرارتی کنورتور.

ب - مرحله دوم دمش هوا :

در این مرحله انرژی حرارتی بطور عمده از واکنش زیر تامین می شود.



بعبارت دیگر به ازای هر کیلو گرم سولفور مس حدود ۳۲۰ کیلو کالری انرژی حاصل میشود که این مقدار انرژی صرف همان مصارفی میشود که در مرحله اول شرح داده شد فقط در این مرحله چون سرباره تشکیل نمیشود لذا مصارف انرژی برای آن وجود ندارد.

با مقایسه انرژی حاصل از یک کیلو گرم سولفور آهن که ۱۴۷۰ کیلو کالری است با انرژی حاصل از یک کیلو گرم سولفور مس که معادل ۳۲۰ کیلو کالری است ارزش حرارتی فراوان سولفور آهن آشکار می شود در نتیجه برای آنکه یک کنورتور در شرایط نرمال بتواند کار کند باید مقدار سولفور آهن موجود در مات از حد معینی کمتر نباشد، زیرا کمبود آن باعث سرد شدن کنورتور و احتمالاً جامد شدن بار خواهد شد و اگر هم مقدار آن زیاد باشد، کنورتور بشدت گرم شده و مصرف نسوز داخل آن بشدت بالا می رود.

البته ممکن است برای جلوگیری از بالا رفتن حرارت مقداری مات جامد به کنورتور اضافه کرد ولی در هر حال بالا بودن مقدار سولفور آهن باعث کم شدن مقدار مس موجود در کنورتور شده و ظرفیت آنرا کاهش می دهد. همانطور که قبلاً نیز ذکر شد برای کار عادی کنورتور میزان مس موجود در مات باید حدود ۵۰-۳۵٪ باشد در خارج از این حدود کار کنورتور مواجه با مشکلاتی از نقطه نظر حرارتی و همچنین ظرفیت خواهد شد که بالا رفتن هزینه کار را در پی خواهد داشت.

مشخصات کار کنورتور:

۱- ظرفیت تولید :

تولید کنورتور بستگی به عیار مات مس و شدت دمیدن هوا دارد. هر قدر عیار مات مس بیشتر باشد هوای کمتری برای اکسایش لازم خواهد بود زیرا اکسیداسیون هر کیلو گرم سولفور آهن حدود ۲ متر مکعب هوا لازم دارد و تولید ۰/۸۱ کیلو گرم اکسید آهن می کند در حالی همین

مقدار هوا (۲ متر مکعب) باعث اکسایش حدود ۲/۸۵ کیلو گرم سولفور مس و تولید ۲/۳ کیلو گرم مس می گردد لذا بالا بودن عیار مس هوای کمتری به ازای هر تن مات مس لازم داشته و بطور مستقیم در ظرفیت و تولید کنورتور مؤثر است.

بالا بردن دبی هوا بر کارائی کنورتور اضافه می کند ولی بالا بردن ظرفیت کنورتور از این طریق محدود می باشد

بالاخره نحوه دمیدن و مصرف اکسیژن دمیده شده به کنورتور در ظرفیت آن مؤثر میباشد. عملاً در گازهای خروجی از کنورتور مقداری اکسیژن وجود دارد که در داخل کنورتور مصرف نشده اند. مقدار این اکسیژن بستگی به نوع دمش دارد هر قدر لوله های دم در عمق بیشتری وارد کنورتور شوند مقدار اکسیژن کمتری در گازهای خروجی وجود خواهد داشت و در نتیجه تولید کنورتور بالاتر خواهد بود. ولی در عین حال لوله های دم نمی تواند در کف کنورتور باشد زیرا در این صورت در مرحله دوم دمیدن هوا بداخل مس مذاب دمیده شده و باعث اکسیداسیون آن خواهد شد.

۲۱- تلفات مس در سرباره :

سرباره کنورتور می تواند تا حد ۱۵٪ مس در خود داشته باشد لذا این سرباره باید مجدداً مورد عملیاتی برای بازیابی مس قرار گیرد. مقدار مس در سرباره بستگی به عوامل مختلف دارد که عبارتند:

۲-۱- تلاطم شدید مات در داخل کنورتور که باعث پخش ذرات ریز مات در بین سرباره شده و این ذرات ریز بعلت غلیان شدید بار قادر به خروج مجدد از سرباره نبوده و در درون آن محبوس می شوند

۲-۲- تشکیل مانیتیت به مقدار زیاد در کنورتور باعث کم شدن سیالیت شدید سرباره، مخلوط شدن آن با مات و در نتیجه افزایش تلفات مس خواهد شد.

۲-۳- مقدار اکسیژن حل شده در فلز نیز اثر مستقیمی روی عیار مس سرباره خواهد داشت زیرا این اکسیژن باعث اکسایش مس شده و اکسید مس حاصل قابلیت حل بیشتری در سرباره را دارد این واکنش بخصوص در پایان مرحله دوم دمیدن که دیگر سولفور آهن یا مس برای احیاء مجدد اکسید مس وجود ندارد بسیار فعال میباشد.

۲-۴- وزن سرباره هر قدر وزن سرباره تشکیل شده در کنورتور بیشتر باشد تلفات مس نیز بیشتر خواهد بود. در نتیجه در مورد مات های فقیر که مقدار سرباره بعلت بالا بودن مقدار سولفور آهن بیشتر است تلفات مس ناشی از این مسئله بیشتر خواهد بود.

باید توجه داشت که غنی بودن مات ضمن آنکه باعث کم شدن مقدار وزن سرباره به ازای هرتن مس تولید شده میشود و بدین ترتیب از تلفات مس جلوگیری میکند از طرف دیگر باعث میشود که ذرات محبوس شده مات در داخل سرباره حاوی مس بیشتر بوده و در نتیجه تلفات مس در سرباره بالا برود لذا انتخاب عیار مات مس که حالت اپتیموم را برای دو عامل فوق داشته باشد در تلفات مس در سرباره بسیار موثر خواهد بود.

✓ ۳- کم کردن تلفات مس در سرباره :

برای کم کردن تلفات مس در سرباره بایستی :

۳-۱- سیالیت سرباره را تا حد ممکن بالا برد. وجود ترکیباتی مانند Fe_3O_4 و Cr_2O_3 باعث کم شدن سیالیت سرباره می گردد لذا در جریان کار بایستی طوری عمل کرد که ترکیبات فوق به ویژه اکسید مغناطیسی آهن در حداقل ممکن باشد.

۳-۲- برای آنکه سرباره سیالیت کافی داشته باشد باید مقدار سیلیس اضافه شده به اندازه کافی باشد تا سیلیکات آهن تشکیل شده بتواند سیالیت کافی داشته و ذرات مات را از داخل خود خارج کند. برای این منظور باید طوری عمل شود که مقدار، سیلیس سرباره در حدود ۳۰-۴۰ درصد مقدار اکسید آهن باشد. که این مقدار سیلیس معادل ترکیب $(FeO)_2SiO_2$ (فایالیت) است.

۳-۳- درجه حرارت بالا، باید حتی المقدور در عملیات در درجه حرارت بالا انجام شود. بالا بودن درجه حرارت در کنورتور باعث بیشتر شدن سیالیت سرباره، کم شدن تشکیل مانیتیت و بالاخره کم شدن حلالیت اکسیژن در بار می شود که همگی این عوامل اثر مطلوب در کم شدن مقدار مس در سرباره دارد.

✓ ۴- بازیابی مس از سرباره :

به طوریکه قبلاً نیز اشاره شد میزان مس در سرباره کنورتور می تواند تا حدود ۱۵٪ نیز برسد. اگر مقدار مس در سرباره چندان زیاد نباشد (کمتر از ۶٪) معمولاً آنرا به بار کوره ذوب و تهیه مات اضافه میکنند. در مواردیکه کوره تهیه مات مس در محل معادن قرار گرفته و سیستم کنورتور و تصفیه مس در فاصله نسبتاً دوری از آن قرار دارد و یا اگر میزان مس در سرباره بالا باشد بایستی روشهایی برای بازیابی مس از سرباره در نظر گرفت.

۴-۱- ذوب سرباره، مس در سرباره کنورتور میتواند به سه صورت وجود داشته باشد که

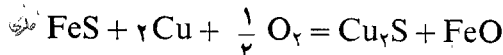
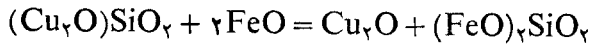
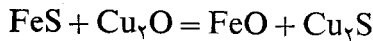
عبارتند از :

۱-۱-۴- ترکیبات اکسیدی Cu_2O که بخصوص در پایان دمیدن وارد سرباره شده و در آن به صورت ترکیبی (اکثراً سیلیکات) درآمده است.

۱-۱-۴-۲- ترکیبات سولفوری که در حقیقت ذرات مات مس است که داخل سرباره شده و در آن بصورت محبوس باقی مانده است این مس همراه خود مقداری سولفور آهن متناسب با مات بکار برده شده دارد.

۱-۱-۴-۳- مس فلزی، که در اثر تلاطم در داخل کنورتور وارد سرباره شده و باز هم بصورت ذرات نسبتاً کوچک در داخل کنورتور باقی مانده است.

۱-۱-۴-۲- برای بازیابی مس باید روشی بکار برده شود که هر سه نوع مس را بتواند بازیابی کند. برای این منظور از کوره های الکتریکی یا کوره شعله ای (رورب) استفاده میکنند در این کوره ها سرباره را در درجه حرارت بالا ذوب کرده و به آن مقداری سولفور آهن اضافه میکنند. سولفور آهن طبق واکنش های زیر :



عمل کرده و ذرات اکسید مس فلزی را احیاء و تبدیل به سولفور میکند و خود بصورت اکسید آهن وارد سرباره می شود چون محیط داخل کوره ذوب آرام و درجه حرارت نیز بالا است. (حدود 1300°C) لذا سولفور مس حاصل همراه با مقداری سولفور آهن بصورت مات ته نشین میشود. باید در نظر داشت که اگر مقدار مس فلزی در داخل سرباره زیاد باشد باید محیط کوره کمی اکسید کننده باشد. البته مقدار اکسیژن نباید طوری باشد که باعث اکسایش مات حاصل نیز بشود با ته نشین شدن مات عملاً قسمت عمده مس از سرباره جدا شده و مقدار مس باقی مانده در سرباره از حدود $0/8 - 0/3$ درصد تجاوز نمیکند.

کاربرد کوره های الکتریکی بعلت امکان تولید درجه حرارت بالاتر و محیط آرام در داخل کوره برای بازیابی مس بیشتر معمول میباشد. در هر حال از کوره های شعله ای نیز برای این منظور می توان استفاده کرد.

۱-۱-۴-۳- فلوتاسیون مس، فلوتاسیون سرباره کنورتور، به تدریج رواج بیشتری میباید زیرا در روش فلوتاسیون عملاً بازیابی مس از سرباره کاملتر میباشد (بطور متوسط مواد باطله فلوتاسیون حدود $0/4 - 0/3$ درصد مس دارند در حالیکه سرباره های ذوب در کوره های الکتریکی بطور متوسط $0/5$ درصد مس دارند) و از طرف دیگر انرژی مصرف شده برای خرد و نرم کردن و فلوتاسیون

سرباره کمتر از انرژی مصرف شده برای ذوب آن میباشد.

برای فلوتاسیون سرباره را جامد و تا حدود ۵۰ میکرون خرد و سپس آنرا با کلکتورهای گزانتات مورد عمل فلوتاسیون قرار میدهند در این شرایط عملاً تمامی مس شناور میباشد. عامل مهم این فلوتاسیون آهسته سرد کردن سرباره مذاب بخصوص در ابتدای انجماد میباشد این امر باعث میشود که مس موجود در سرباره فرصت خروج از سرباره و تجمع را داشته باشد. اگر سرعت سرد کردن زیاد باشد (ریختن سرباره مذاب بداخل آب) تجربه نشان میدهد هر چند هزینه خردایش عملاً حذف میشود ولی بعلت آنکه مس بصورت بسیار ریز در داخل سرباره پخش میباشد فلوتاسیون آن نتیجه رضایت بخش نخواهد داد.

عملاً در فلوتاسیون اگر سرد کردن سرباره با دقت کافی انجام شده باشد راندمان بازیابی بالاتر از ۹۰٪ بوده و عیار مس در باطله در حدود ۳/۰٪ خواهد بود.

مشخصات کنورتور:

کنورتور تهیه مس خام بشکل استوانه عمودی یا افقی میباشد. نوع افقی این کنورتورها مورد استعمال بیشتری دارد و چون ظرفیت آنرا میتوان با اضافه کردن طول استوانه به آسانی افزایش داد لذا این نوع کنورتور عملاً جانشین کنورتورهای عمودی شده اند. کنورتور حول محور مرکزی خود قابل دوران است.

شکل ۴-۹ ماکت کنورتور افقی را نشان میدهد.

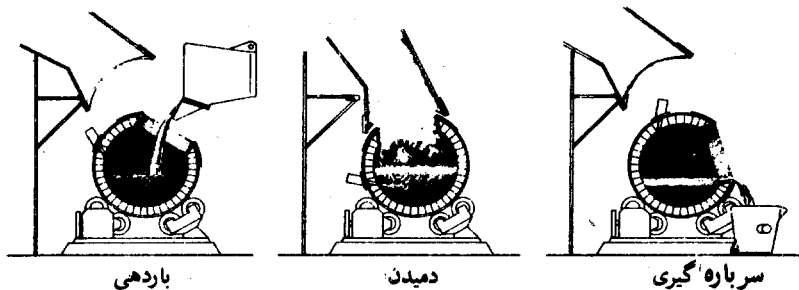
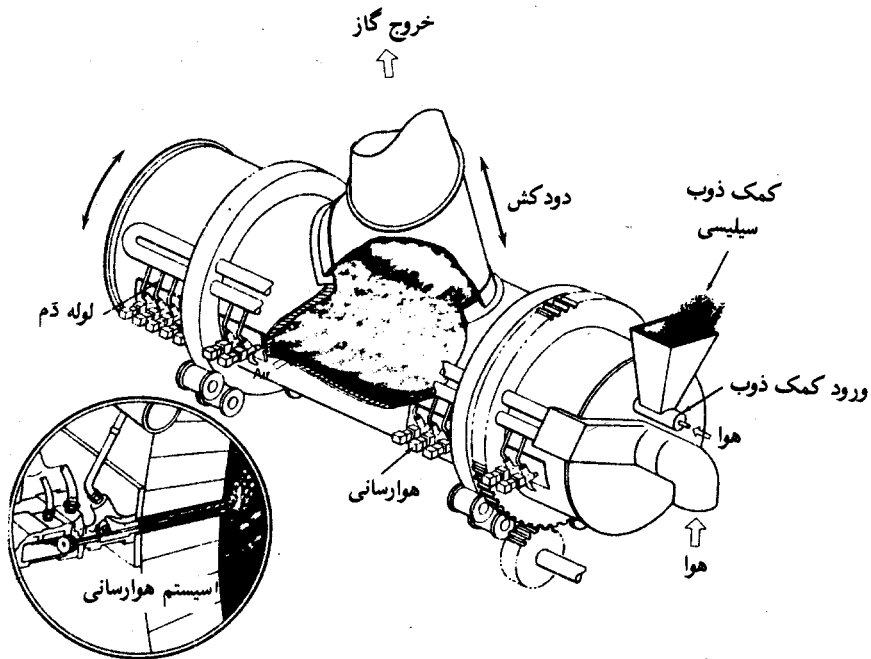
قطر کنورتورهای افقی ۶-۳ متر و طول آن ۱۲-۵ متر میباشد. لوله های دم به تعداد ۵۰-۲۰ عدد در سطح جانبی استوانه کنورتور قرار گرفته است. قطر این لوله ها بین ۶۰-۳۰ میلیمتر میباشد. در قسمت وسط کنورتور دریچه نسبتاً بزرگی قرار گرفته است که ابعاد آن به ۳-۱ متر می رسد این دریچه که دهانه کنورتور نامیده میشود برای خارج کردن مس خام و سرباره و یا ریختن مات مذاب به داخل کنورتور بکار می رود

گازهای خروجی نیز از دهانه کنورتور خارج شده و از طریق دودکش از محوطه دور میشوند. با تغییر ابعاد دهانه میتوان از خارج شدن زیاد گرد و غبار جلوگیری کرد. هر قدر ابعاد دهانه کوچکتر باشد گرد و غبار موجود در گازهای خروجی کمتر بوده و در عین حال اضافه کردن مات به داخل کنورتور مشکل تر خواهد بود. شکل ۵-۹ شمای یک کنورتور را نشان میدهد. و شکل ۶-۹ یکی از کنورتورها را در مجتمع مس سرچشمه نشان می دهد.

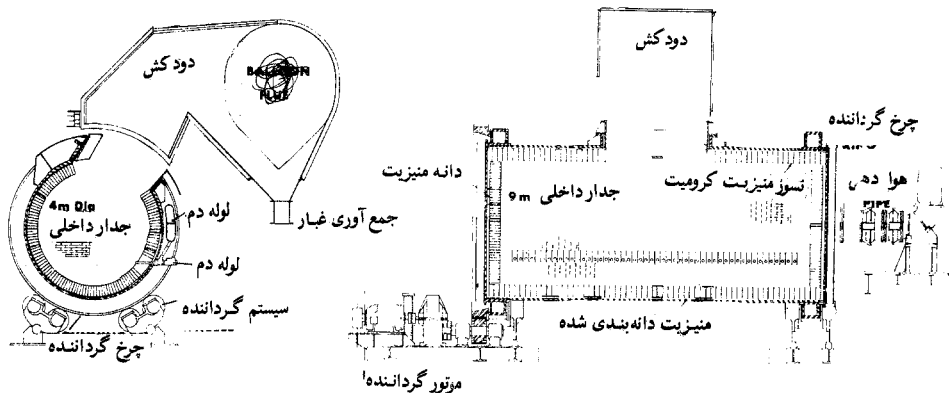
جدار خارجی کنورتور فولادی بوده و ضخامت آن بسته به ظرفیت کنورتور به ۸-۳ سانتیمتر

می رسد نسوز داخل کنورتور بطور عمده از آجر نسوز منیزی تشکیل می گردد. در بعضی از کنورتورها مقداری آجر سیلیسی نیز مصرف می شود. ضخامت نسوز در قسمتهای مختلف کنورتور متفاوت است و بطور معمول این ضخامت در سقف کنورتور کمتر و در حدود ۳۵-۲۵ سانتیمتر می باشد. در حالیکه در ناحیه لوله های دم ضخامت نسوز به حدود ۶۰-۴۵ سانتیمتر می رسد. ماکزیمم خوردگی نسوز در ناحیه تماس مات مذاب و هوا می باشد که در نتیجه ضخامت نسوز در این ناحیه بیشتر و بحدود ۸۰-۵۵ سانتیمتر میرسد.

در کنورتور برحسب ابعاد آن حدود ۲۰۰-۵۰ تن نسوز مصرف میشود که ۹۰٪ آن نسوز منیزی است. فقط در بعضی از کنورتورها سقف آنرا از نسوز کرم منیزی یا سیلیسی می سازند.



شکل ۴-۹- ماکت کنورتور افقی



شکل ۹-۵ شمای یک کنورتور

بین جداره فولادی و آجر نسوز همواره مقداری دانه های طبقه بندی شده منیزی قرار می دهند. ضخامت این قشر دانه ای حدود ۳-۲ سانتیمتر است. وجود این قشر دانه ای باعث می شود که انبساط آجر نسوز منیزی با آسانی صورت گیرد و انبساط حاصل در اثر حرارت در فضای خالی بین این ذرات مستهلک شود. برای آنکه انبساط طولی نیز بتواند انجام گیرد دو قسمت جانبی استوانه را توسط پیچ به بدنه استوانه وصل نموده و در زیر پیچ ها واشر فنری بسیار قوی وجود دارد انبساط آجر نسوز در اثر حرارت روی این فنرها اثر کرده و آنها را فشرده تر میکند و بدین ترتیب نسوز داخل کنورتور سالم باقی خواهد ماند.

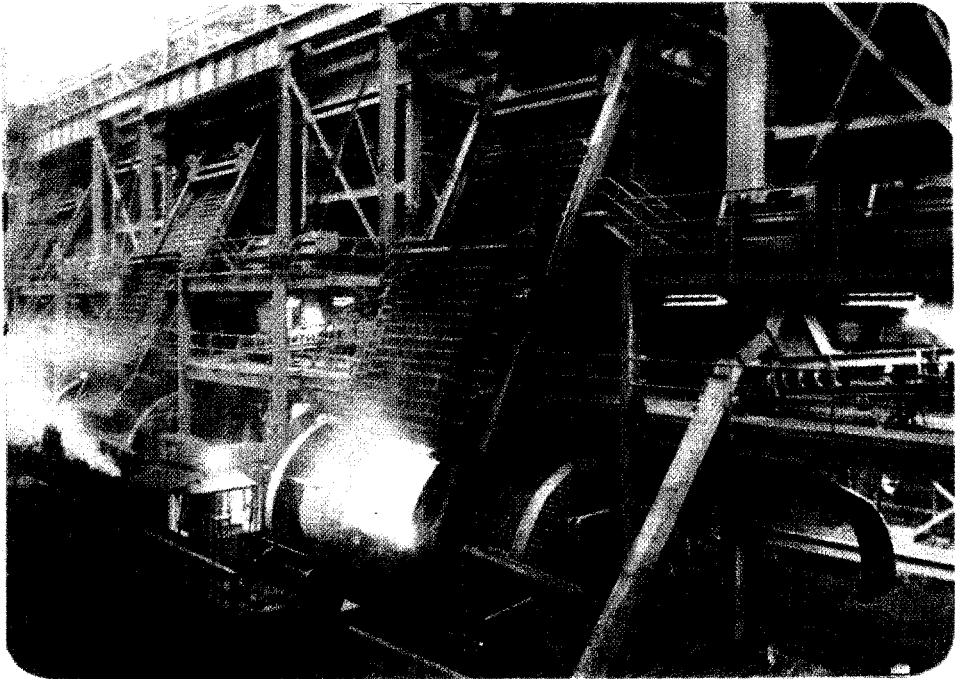
درجه حرارت داخل کنورتور حدود ۱۲۷۵-۱۲۵۰ درجه سانتیگراد میباشد. در مورد ماتهای فقیر نیز با اضافه کردن مواد گداز آور و غبار جمع شده از گازهای خروجی کوره و مقداری مات سرد از بالا رفتن درجه حرارت جلوگیری میشود زیرا در غیر این صورت مصرف نسوز بشدت بالا خواهد رفت از آنجائیکه کنورتور بصورت منقطع کار می کند لذا نسوز پیوسته در جریان دمیدن هوا گرم شده و در جریان خالی کردن مس خام سرد میشود و در نتیجه نسوز در معرض شوک حرارتی قرار دارد. اختلاف درجه حرارت هنگام کار و خالی کردن بار در عمر نسوز بسیار موثر میباشد و هر قدر این اختلاف حرارت بیشتر باشد عمر نسوز کمتر خواهد بود. بطور کلی یک کنورتور ۲۵۰-۱۸۰ بار در بین در تعمیر و تعویض نسوز داخلی آن کار میکند و مصرف نسوز در حدود ۵-۲ کیلو گرم نسوز به ازای هر تن مس میباشد. میزان مصرف نسوز بستگی به عیار مات مس دارد و هر قدر این عیار بیشتر باشد، مصرف نسوز کمتر خواهد بود همچنین نوع مواد گداز آور و ترکیب آن و بالاخره ترکیب سرباره نیز در مصرف مواد نسوز مؤثرند.

در گذشته کنورتور با جدار نسوز سیلیسی نیز ساخته میشد. هنگام کار در اثر دمیدن هوا سولفور آهن اکسید شده و اکسید آهن حاصل با جدار نسوز کنورتور وارد واکنش گردیده و تشکیل سرباره میداد و دیگر به کنورتور مواد گداز آور اضافه نمیشد بلکه خود جدار ضمن نسوز بودن کار مواد گداز آور را نیز انجام میداد. این روش امروزه بعلت آنکه اولاً مصرف نسوز داخل کنورتور بسیار بالا میباشد و ثانیاً آنکه جدار نسوز کنورتور باید بسیار ضخیم باشد تا ضمن مصرف آن مدت قابل توجهی کنورتور بتواند کار کند، در نتیجه از ظرفیت کنورتور کاسته می شود بطور کلی متروک شده است تنها حسن این طریقه ارزان بودن آجر سیلیسی نسبت به آجر منیزی میباشد.

زمان کاریک کنورتور به ظرفیت آن بستگی دارد مثلاً یک کنورتور متوسط با ظرفیت ۸۰ تن مس، زمان کاری در حدود ۱۴-۱۲ ساعت خواهد داشت در حالیکه زمان کاریک کنورتور کوچک با ظرفیت ۱۰ تن مس در حدود ۸ ساعت است. بطور کلی از این مدت ۷۰-۶۰٪ زمان مربوط به دمش هوا بوده و بقیه آن زمان لازم برای بارگیری و خالی کردن بار و هم چنین پاک نمودن دود کشها و غیره میباشد. بارگیری کنورتور یک مرتبه نبوده بلکه اکثراً مات مس اضافه کرده و عمل دمش را تا حذف کامل آهن (مرحله اول) انجام میدهند. در این هنگام عمل دمیدن را قطع و سرباره را خارج میکنند و سپس مجدداً مات مس اضافه کرده و عمل دمش را تا مرحله حذف آهن تکرار میکنند و باز سرباره را خارج نموده و مات جدید اضافه میکنند. این عمل آن قدر ادامه می یابد تا تمام حجم مفید کنورتور از سولفور مس پر شود. در این هنگام پس از خارج کردن کامل سرباره، مرحله دوم عمل دمش را آغاز و مس خام را خالی میکنند.

هر بار با اضافه کردن مات مس مقداری مواد گداز آور نیز اضافه میشود. مواد گداز آور همیشه سیلیس است و اکثراً سعی میشود دانه های سیلیسی که بکار برده میشود. حاوی کمی فلزات قیمتی مانند طلا و نقره نیز باشد. طلا و نقره موجود در سیلیس در مس حل شده و بدین ترتیب میتوان آنها را با زیبایی نمود.

مواد گداز آور ممکن است بصورت دانه های کوچک و یا سنگهای سیلیسی که تا حدود ۶-۵ سانتیمتر خرد شده اند به کنورتور داده شود. بطور کلی یک تن مات مس ۴۰٪ در حدود ۱۵۰۰ متر مکعب هوا لازم دارد و هر قدر مقدار عیار مس مات کمتر باشد. مقدار هوای مورد نیاز بیشتر خواهد بود. مثلاً اگر عیار مات مس به ۳۰٪ تنزل کند، مقدار هوای لازم بحدود ۲۰۰۰ متر مکعب برای هر تن مات خواهد رسید. فشار هوا بین ۱/۲-۰/۷ اتمسفر میباشد. ضخامت مات مذاب در داخل کنورتور از حدود ۱ متر کمتر نیست و چون مس حاصل از دمیدن هوا در مرحله



شکل ۶-۹- یکی از کنورتورها در مجتمع مس سرچشمه

دوم در کف کنورتور قرار میگیرد و سولفور مس در روی آن قرار دارد لذا لوله‌های دم در اطراف بدنه کنورتور قرار دارند. فشار هوای دم به ضخامت مات در روی لوله‌های دم بستگی داشته و نباید طوری باشد که باعث پريدن ذرات فلز مذاب بخارج از کنورتور گردد.

تجربه نشان میدهد که در اکسیداسیون سولفور مس در مرحله دوم دمش هوا در ابتدا مس بدست میآید که قسمت عمده فلزات گرانبها و هم چنین قسمت عمده ناخالصیها را در خود حل کرده و در کف کنورتور قرار میگیرد لذا در بعضی از کارخانجات در گذشته تهیه مات مس را از سولفور مس در دو مرحله انجام میدادند. در ابتدا پس از آنکه ۲۵٪ سولفور مس بصورت مس خام در آمد عمل دمش را متوقف نموده و سولفور مس که در روی مس خام قرار دارد بداخل کنورتور دیگری منتقل میکردند. مس حاصل از این سولفور مس تقریباً فاقد ناخالصیهای مضر میباشد و تنها با تصفیه آتشی میتوان آنها را برای بسیاری از مصارف غیر الکتریکی مس قابل استفاده نمود در حالیکه مس تولید شده در کنورتور اول حاوی تمامی فلزات قیمتی و ناخالصیها است که با تصفیه آتشی نمیتوان آنها را تصفیه کامل نمود و کاربرد آن مستلزم تصفیه الکتریکی نیز میباشد این روش در گذشته بعلت بالا بودن هزینه الکترولیز کم و بیش بکار میرفت ولی امروزه با توسعه کارخانجات بخصوص در قسمت الکترولیز و صرفه جوئی در مصرف برق کمتر مورد استعمال دارد. جدول شماره ۹-۱ مشخصات تعدادی از کنورتورهای صنعتی را نشان میدهد.

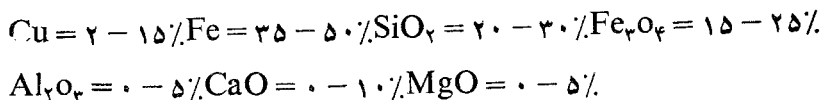
جدول شماره ۹-۱ : مشخصات تعدادی از کنورتورهای صنعتی ذوب مس در ایران و جهان

مشخصات کوره تبدیل	کشیده	Mount Isa	Luanshya	Ilo Ilo	Noranda	INCO	Hitachi (Japan)
Peirce - smith	۱۹۷۰	۱۹۶۷	۱۹۷۰	۱۹۸۴	۱۹۷۰	۱۹۷۴	
برای تولید پلیستر		Zambia					
طول X قطر به متر	۹X۴	۹X۴	۹X۴	۹X۴	۱۱X۴	۹X۴	
جتها:							
تعداد	۵۲	۵۲	۴۸	۴۰	۴۷-۵۰	۵۲	۴۴
قطر به سانتیمتر	۵	۵	۵	۵	۵-۵/۶	۵	۵
مقدار مواد میله شده	۷۰۰	۷۰۰	-	۷۰۰	۵۵۰-۷۰۰	۴۲۵-۵۰۰	۵۰۰-۹۵۰
به Nm ^۳ /min							
مقدار درصد اکسیژن	۲۰	۲۱	۲۱	۲۱	۲۱	۲۷	۲۲-۲۳
درهوا							
معمول هر کوره تبدیل							
گرفته:							
مقدارمات مصرف شده	۱۱۱۰	۴۴۵	۴۸۰	۴۸۵	۴۵۵	۱۷۰	۴۸۰
(تن در روز)							
عیار مس درمات به درصد	۲۷/۵	۴۶	۴۷	۳۳	۴۸	۴۷+۷/NI	۴۹
مس پلیستر تولید شده	۱۰۵	۱۲۵	۱۸۰	۱۲۵	۱۷۰	۱۰۰	۱۷۰
به تن در روز							
سرمایه به تن در روز	۷۵۸	۲۱۵	۲۲۰	۲۹۵	۳۳۰	۱۰۰	۱۹۰
درصد مس در سرمایه	۲/۷	۲/۸	-	۲/۵	۲/۴	P+۱/NI	-

محصولات کنورتور:

۱- سرباره:

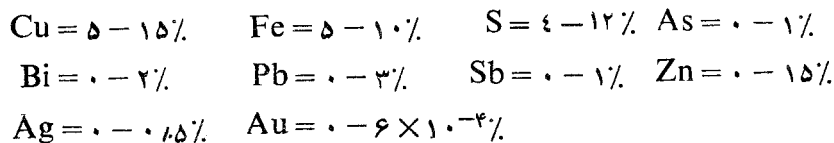
سرباره حاصل در کنورتور بطور عمده در مرحله اول دمش تشکیل میشود عیار مس در این سرباره معمولاً از ۱۰٪ کمتر است ترکیب سرباره در مرحله اول دمش با فرمول $(\text{FeO})_2\text{SiO}_2$ (فایالیت) مطابقت دارد سرباره‌ایکه در مرحله دوم دمش تشکیل میشود بسیار کم بوده و از مس بسیار غنی است و اگر عمل دمیدن در زمان مناسب قطع نشده باشد میزان مس این سرباره ممکن است تا ۴۰٪ نیز برسد. ترکیب سرباره بطور معمول بقرار زیر است.



بسیاری از کارخانجات سرباره مرحله اول دمیدن را به بار کوره ذوب و تهیه مات اضافه کرده و سرباره مرحله دوم را به مرحله اول دمش در کنورتور برمیگردانند ولی در بعضی نقاط این دو سرباره را با هم جمع و برای بازیابی مس آن بطور جداگانه عمل میکنند زیرا حجم و وزن سرباره (بخصوص سرباره مرحله اول) زیاد بوده و برگرداندن آن به کوره ذوب یا کنورتور از کارآئی آن میکاهد. مقدار سرباره کنورتور بستگی به عیار مات مس دارد. هر قدر عیار مات مس کمتر باشد مقدار سرباره کنورتور بیشتر خواهد بود و بطور متوسطه به ازای هر تن مس تولید شده مقدار سرباره کنورتور ۱-۳ تن خواهد بود.

۲- گازهای خروجی:

این گازها همراه خود مقدار زیادی غبار دارند که مقدار آن به حدود ۶۰-۳۰ گرم در متر مکعب گاز میرسد. ترکیب متوسط غبار که معمولاً شامل مقدار زیادی مس است به قرار زیر است.



حجم گازهای خروجی بستگی به عیار مات مس دارد یک کنورتور که با مات ۲۰٪ کار میکند حدود ۳۷۵۰ متر مکعب بازای هر تن مس هوا لازم دارد و اگر عیار مس کمتر شود

مقدار هوای لازم بیشتر خواهد شد و بالعکس. بطور کلی هر کیلوگرم سولفور مس حدود ۰/۷ و هر کیلوگرم سولفور آهن ۱/۹ متر مکعب هوا لازم دارد عملاً ۵-۳٪ مس تولید شده همواره با غبار از کنورتور خارج میشود. گازهای خروجی از کنورتور دارای درجه حرارتی معادل ۱۱۰۰-۱۰۰۰ درجه سانتیگراد بوده و حامل ۱۵-۵٪ SO_۲ و بقیه آن عملاً ازت است این گازها باید ابتدا سرد و سپس غبارگیری شود. وجود SO_۲ در گازهای خروجی باعث میشود که اکثراً استفاده از انرژی حرارتی گاز بعلت خورندگی شدید گاز SO_۲ مقرون بصرفه نباشد. در هر حال پس از سرد کردن گاز آنرا از دستگاهای غبارگیر مانند سیکلون یا کیسه‌های صافی و یا دستگاه الکترو استاتیک عبور داده و پس از از غبارگیری آنرا برای بازیابی گاز SO_۲ به قسمت اسید سولفوریک سازی میفرستند.

غبار حاصل از دستگاهای غبارگیر را معمولاً مجدداً به بار کنورتور اضافه میکنند. اگر غبار حاوی فلزات دیگر بخصوص کادمیم باشد آنرا بطور جداگانه مورد عمل قرار میدهند.

۳- مس خام:

مس خامی که از کنورتور خارج میشود ناخالص بوده و بدون تصفیه قابل مصرف نیست عیار مس حدود ۹۹/۵-۹۸/۵٪ بوده و بطور کلی دارای ترکیبی بصورت زیر میباشد.

$$\text{Cu} = 98/5 - 99/5\% \quad \text{Fe} = 0/1\% \quad \text{S} = 0/1 - 0/2\% \quad \text{O} = 0/5 - 0/8\%$$

$$\text{As} = 0 - 0/3\% \quad \text{Bi} = 0 - 0/1\% \quad \text{Pb} = 0 - 0/1\% \quad \text{Sb} = 0 - 0/3\%$$

$$\text{Zn} = 0 - 0/005\% \quad \text{Ag} = 0 - 0/1\% \quad \text{Au} = 0 - 100 \times 10^{-4}\% \quad 0/01\%$$

✓ تغییرات جدید در روش تبدیل مات مس به مس خام:

این تغییرات بطور کلی بمنظور بهتر کردن راندمان و کارآئی کنورتور بوجود آمده است.

هدف این تغییرات عبارتست از:

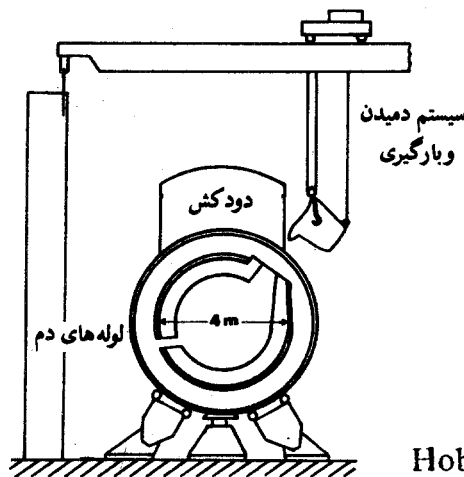
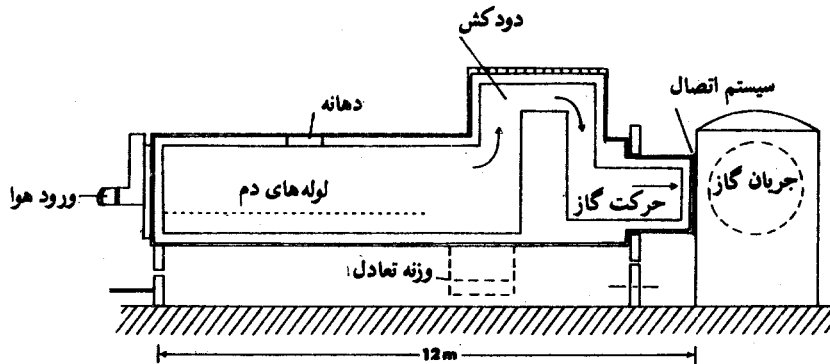
- ۱- کاربرد رایانه و اتوماتیک کردن کار کنورتور:
- ۲- جمع آوری بهتر گازهای خروجی از دهانه کنورتور بمنظور جلوگیری از آلودگی محیط و بازیابی ترکیبات موجود در این گازها.
- ۳- بالا بردن عیار اکسیژن در هوای دمیده شده به کنورتور و ذوب کنسانتره فلوتاسیون مس بطور مستقیم در کنورتور.

در حال حاضر در اکثر کنورتورها کار تبدیل مات به مس خام بستگی به تجربه متصدیان

کار دارد که اکثراً از روی رنگ مذاب باقی مانده در کنورتور و یا سطح مقطع نمونه مس خام برداشته شده از داخل کنورتور پایان یافتن مرحله اول و دوم را تعیین میکنند.

در حالیکه توسط رایانه با محاسبه دقیق و آزمایش پیوسته گازهای خروجی میتوان زمان و شدت دمیدن را در هر لحظه مشخص کرده و اجراء نمود و یا اینکه با کنترل پیوسته سرباره و دادن آن به یک شمارشگر میزان SiO_2 را در سرباره ثابت نگهداشت و بدین ترتیب بر عمر نسوز داخل کنورتور افزود. بالاخره با بازیابی بهتر ترکیبات و انرژی موجود در گازهای خروجی می توان از اتلاف انرژی و یا آلودگی محیط جلوگیری کرد.

برای این منظور یک کنورتور خاص طراحی شده است که بنام (Hoboken Converter) معروف است در این کنورتور در زمان دمیدن هوا دهانه ورود بار را مسدود کرده و گازهای خروجی از مجرای خاص که برای آن در کنورتور پیش بینی شده است خارج میشوند. شکل ۷-۹ این نوع کنورتور را نشان میدهد.



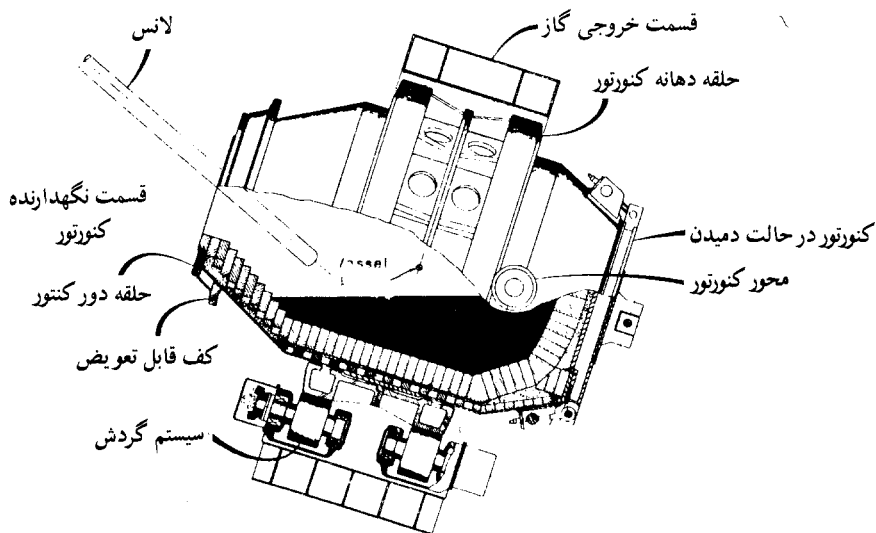
شکل ۷-۹ کنورتور Hoboken

حسن بزرگ روش آن است که ضمن آنکه عملاً تمامی گازهای خروجی را میتوان بازیابی کند از اختلاط هوا با گازهای خروجی جلوگیری کرده (در کنورتورهای معمولی گازها هنگام خروج از دهانه کنورتور قبل از وارد شدن به دودکش امکان مخلوط شدن با هوا را دارند) در نتیجه از رقیق شدن SO_2 محتوی گازها خروجی نیز جلوگیری میکند بالاخره چون مجرای خروجی گاز و بارگیری در کنورتور بطور جداگانه طراحی شده در هنگام دمیدن هوا نیز میتوان بداخل کنورتور مات مذاب ریخت و بدین طریق زمان کارکرد کنورتور را کم کرده و بر ظرفیت آن افزود.

کنورتور با دمیدن از بالا ✓

در این روش مانند فولادسازی دو نوع کنورتور بکار میرود که عبارتند از:
 ۱- دمیدن هوا با اکسیژن بداخل کنورتور توسط لانس (تیشرک) که با آب سرد میشود مشابه فولاد سازی.

۲- دمیدن هوا با اکسیژن توسط لانس بطور مایل: داخل یک ظرف استوانه‌ای گردان که مشابه روش کالدو در فولاد سازی است هر دو این کنورتورها کم و بیش امروزه وارد صنعت شده‌اند شکل ۸-۹ یک کنورتور از این نوع را (مشابه روش کالدو) نشان میدهد.



شکل ۸-۹- شمای کنورتور با دمیدن از بالا

مزایای این نوع کنورتورها را بشرح زیر میتوان خلاصه کرد.

- ۱- امکان دمیدن اکسیژن خالص بداخل کنورتور موجود است (در روش معمولی بعلت آنکه درجه حرارت با دمیدن اکسیژن شدت بالا رفته و نسوزهای مجاور بسرعت فرسوده میشوند این امکان وجود ندارد) و با توجه باینکه واکنشهای اکسایش مات با هوا به اندازه کافی انرژی حرارتی ایجاد میکنند لذا دمیدن اکسیژن خالص بداخل مات کلاسیک درجه حرارت را بسیار بالا خواهد برد بنابراین از این روش برای تبدیل ماتهای بسیار پر عیار میشود استفاده کرد.
- ۲- دمیدن اکسیژن خالص باعث میشود حجم گازهای خروجی از کنورتور بسیار کم شده و عیار SO_4 آن بالا باشد و این امر در میزان غبارهای خارج شده توسط گاز خروجی و بازیابی آن و بخصوص تبدیل آن به اسید سولفوریک صرفه جوئی بسیاری ایجاد میکند.
- ۳- عمر نسوز داخل کنورتور بعلت آنکه اکسیژن در فاصله نسبتاً دوری از جدار به سطح دمیده میشود نسبت به کنورتور معمولی افزایش مییابد.

۴- با دمیدن هوای غنی با اکسیژن به کنورتور درجه حرارت بالا رفته و بایستی مقداری مواد بعنوان سرد کننده به کنورتور اضافه کرد این مواد میتواند مات جامد یا مس حاصل از روش سمانته کردن هیدرو متالورژی باشد و بالاخره ممکن است بعنوان مواد سرد کننده از کنسانتره فلوتاسیون سنگ معدنی استفاده کرد. اضافه کردن کنسانتره مانع از گرم شدن کنورتور شده و از طرف دیگر کنسانتره ذوب و تولید مات و سر باره میکند و بدین ترتیب در زمان دمیدن مرحله اول با اضافه کردن کنسانتره می توان آنرا تبدیل به مات و سپس مس خام کرد هر قدر مقدار اکسیژن هوای دمیده شده بیشتر باشد میتوان مقدار بیشتری کنسانتره بکار برد. در آزمایشهای متعدد توسط پژوهشگران ژاپنی و آمریکائی نتایج زیر حاصل شده است.

$$R = \frac{\text{وزن کنسانتره اضافه شده به کنورتور}}{\text{وزن مات اضافه شده به کنورتور}}$$

۳۰

۳

۴۰

۵

بدین ترتیب ملاحظه میشود که با غنی کردن هوای دمیده شده به کنورتور میتوان مقدار متناهی از کنسانتره را مستقیماً در کنورتور مصرف کرد.

تهیه یک مرحله‌ای مس از کنسانتره یا روشهای پوسته

روش کلاسیک تهیه مس خام از طریق مات مس مستلزم کاربرد حداقل دو مرحله و گاهی سه مرحله از عملیات متالورژی می‌باشد که عبارتند از، تشویه جزئی و ذوب و تهیه مات و بالاخره تبدیل مات به مس در کنورتور هر مرحله مستلزم حمل و نقل مواد و صرف انرژی میباشد و بخصوص آنکه از انرژی حرارتی تشویه و یا اکسیداسیون سولفور مس عملاً در این روش استفاده‌ای نمی‌شود. لذا امروزه در کشورهای صنعتی روشهایی بوجود آمده است که هر سه مرحله از عملیات را در یک کوره و یا بطور پیوسته و پشت سر هم انجام می‌دهد و بدین ترتیب صرفه جوئی قابل توجهی در هزینه عملیات و حمل و نقل و انرژی بعمل می‌آید. قبل از شرح این روشها بطور مختصر اصول و واکنش‌های روش پیوسته مورد بررسی قرا می‌گیرد.

اولین بررسی‌ها نشان داد که امکان تولید مستقیم و پیوسته مس خام از طریق دمیدن هوا یا اکسیژن به داخل مات وجود دارد. و در همین شرایط می‌توان کنسانتره مس را همراه با تولید مس خام ذوب کرد بدین ترتیب تهیه یک مرحله‌ای مس خام از طریق تشویه ذوب و تبدیل مات مس به مس خام بطور هم زمان وارد صنعت گردید.

در این روشها در یک کوره ذوب بطور دائم کنسانتره مس بارگیری شده و عمل ذوب و تشویه جزئی بار نیز هم زمان انجام می‌شود. در عین حال در قسمتی از کوره با دمیدن هوا یا اکسیژن به داخل بار مذاب مات تبدیل به مس خام شده و مس خام و سرباره حاصل بطور پیوسته از کوره خارج می‌شود. جالب توجه‌ترین مشخصه این روش وجود سه فاز سرباره، مات و مس خام در جوار یکدیگر می‌باشد که در روش کلاسیک تشکیل مس خام مستلزم اکسایش کامل سولفور آهن و عملاً پس از اکسایش سولفور آهن و خارج کردن سرباره تشکیل شده سولفور مس

را تبدیل به مس خام می کنند در حالیکه در این روشها مات مس بطور پیوسته از ذوب کنسانتره حاصل شده ولایه سرباره نیز بطور دائم در کوره وجود دارد به عبارت دیگر عمل اکسایش مات مس را می توان بصورت زیر نوشت:



* بررسی تجربی حالت تعادل واکنش فوق نشان می دهد که در تعادل، فازهای موجود دارای ترکیبی بصورت زیر خواهند بود.

✓ ۱- فاز سرباره. سرباره اشباع از مانیتیت بوده و حداقل ۱۲-۷٪ مس بصورت Cu_2O و حدود ۳۰-۲۵٪ Fe_3O_4 خواهد داشت.

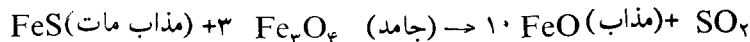
✓ ۲- فاز مات. مات نیز بصورت اشباع از مانیتیت بوده و مقدار سولفور آهن آن حدود ۱/۵-۲٪ خواهد بود.

✓ ۳- فاز مس خام. مس خام در ترکیب خود حدود ۲٪ آهن و ۷٪-۹٪ گوگرد و ۳٪-۰ اکسیژن خواهد داشت.

وجود مقدار بسیار کم سولفور آهن در مس تأییدی بر این نکته است که امکان اکسایش کامل سولفور مس در مجاورت سولفور آهن وجود ندارد. و این نشان دهنده آن است که در روش پیوسته سولفور آهن بطور دائم اکسیده شده و فقط هنگامیکه عیار آن در داخل مات به کمتر از ۱٪ می رسد مس خام تولید می شود.

تشکیل مانیتیت در داخل کوره باعث می شود که سرباره حاصل حدود ۳۰-۲۵٪ مانیتیت داشته باشد و این مقدار مانیتیت که در شرایط کار کوره (۱۲۵۰°C) قسمت اعظم آن بصورت جامد است سیالیت سرباره را بشدت کم میکند و به همین علت نیز مقدار مس محتوی سرباره زیاد خواهد بود.

در داخل کوره قسمتی از مانیتیت را می توان با واکنش زیر احیاء کرد.



اکسید آهن (FeO) حاصل از واکنش را می توان با اضافه کردن سیلیس بصورت سیلیکات آهن خارج کرد. از آنجائیکه مقدار سولفور آهن در مات موجود در کوره همواره کمتر از ۱٪ است لذا واکنش فوق نقش اساسی در حذف مانیتیت نمیتواند داشته باشد. وجود مقدار زیاد مس در سرباره ایجاب می کند که سرباره های روش پیوسته دو مرتبه مورد عملیات متالورژی برای بازیابی مس قرار گیرند.

✓ برای این منظور دوروش می توان بکاربرد که عبارتند از :

✓ ۱- جدا کردن سرباره از محصولات و حمل آن به یک قسمت دیگر (ممکن است این قسمت در خود کوره قرار داشته باشد روش استرالیائی) و یا ساکن نمودن سرباره و سیال نمودن آن در یک محیط کم و بیش احیاء کننده تا سولفور مس از آن جدا شده و به قسمت تبدیل باز گرداند شود.

۲- خارج کردن سرباره و خردایش آن و سپس بازیابی سولفور مس توسط فلوتاسیون (روش کانادائی).

در هر حال عملیات متالورژی لازم بر روی سرباره یکی از معایب عمده این روش ها می باشد.

انواع روشهای پیوسته :

✓ ۱- روش کانادائی (روش نوراندا) NORANDA

این روش در کانادا بصورت نیمه صنعتی در اوایل ۱۹۶۷ بکار برده شد و سپس یک کارخانه با ظرفیت ۷۵۰ تن کنسانتره در روز براساس آن ساخته شده است کوره بصورت یک استوانه گردان می باشد و باردهی آن در قسمت مشعل ها از طریق سقف و یا دیوار جانبی کوره و بالا تر از سطح مشعل ها می باشد در این قسمت با تنظیم مقدار هوای مشعل ها می توان محیط را اکسید کننده نیز نمود و بدین ترتیب عمل تشویه جزئی بار پر عیار را نیز انجام داد. بار شامل مواد پر عیار شده مس و هم چنین مواد گداز آور می باشد در هر حال بار ورودی در قسمت مشعل ذوب و مات حاصل در کف کوره به انتهای دیگر کوره جریان می یابد. در این قسمت کوره لوله های دم قرار گرفته و با دمیدن هوای غنی شده از اکسیژن مات مس را تبدیل به مس خام می کند.

جدول شماره ۱-۱۰ مشخصات کوره نوراندا را که ۲۱ متر طول و ۵ متر قطر دارد نشان

می دهد.

عمل دمیدن هوا بطور متناوب انجام میگیرد زیرا سرعت تبدیل مات به مس خام بمراتب پیشتر از تشکیل مات مس است و لذا بایستی دمیدن هوا را هر بار پس از تشکیل مقدار قابل توجهی مات مس انجام داد در حالیکه در تمام مدت لوله های دم در زیر بار قرار دارند و در نتیجه مسئله باز نگهداشتن لوله های دم و نگهداری آن یکی از مسائل اساسی روش را تشکیل می دهد.

جدول شماره ۱-۱۰ مشخصات شارژ و تولید در کوره نورا ناد با ۲۱ متر طول و قطر ۵ متر

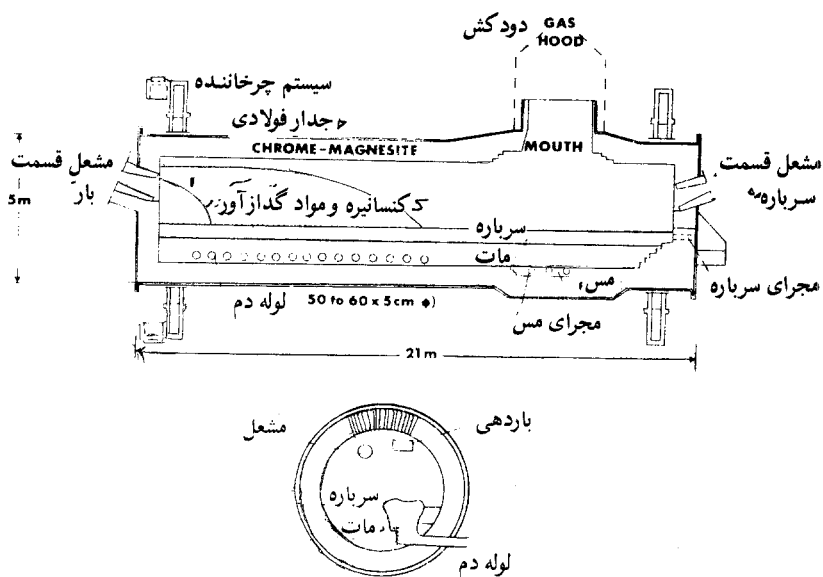
اکسیژن خالص صنعتی		هوا + اکسیژن (درصد ۳۰/۵ اکسیژن)	
شارژ		به تن در روز	
مواد اولیه با عیار حدوداً ۲۵ درصد مس		۷۳۰	۱۲۰۰
سرباره حاصله از فلوتاسیون با عیار حدوداً ۵۵ درصد مس		۲۶۵	۶۵۰
مواد اضافی (Flux)		۱۵۰	۲۵۰
گرد و غبار با عیار حدوداً ۱۰ درصد مس		۳۰	۶۰
اکسیژن صنعتی خالص		—	۲۰۰
محصول		به تن در روز	
مس پلیستر با عیار ۹۸ درصد مس ۰/۱ درصد آهن		۱۸۰	۳۰۰
و ۱/۵ درصد گوگرد			
سرباره با عیار ۱۲ درصد مس ۳۶ درصد آهن ۲۲		۷۰۰	۱۱۵۰
درصد SiO_2			
گرد و غبار		۳۰	۶۰
سطح تولید در روز در هر متر مربع یک کوره		۹	۱۵
مقدار سوخت به Kcal/ton		۱۱ × ۱۰ ^۵	۳ × ۱۰ ^۵

سرباره حاصل حاوی مقدار زیادی مس می باشد. زیرا اولاً تلاطم موجود در قسمت مشعل و دمیدن هوا باعث می شود که مات مس خام با سرباره بشدت مخلوط شوند و چون سرباره بعلت داشتن مانیتیت زیاد در ترکیب خود دارای سیالیت بسیار کمی است لذا مقدار مس محتوی آن که اکثراً بصورت دانه های محبوس شده در داخل آن وجود دارد بالا خواهد بود این سرباره ها را باید مورد عملیات متالورژی قرار داد. برای این منظور ممکن است سرباره را خارج و پس از سرد کردن و خردایش مس را توسط فلوتاسیون جدا کرده و یا اینکه با وارد کردن بداخل کوره دیگر و آرام نگهداشتن محیط کوره و سیال کردن سرباره و اضافه کردن مواد گداز آور مس بوجود در آن را جدا و بازیابی کرد.

اخیراً در داخل کوره در قسمت سرباره یکسری لوله های دم قرار داده اند که از داخل آن گازهای احیاء کننده بداخل سرباره میفرستند وجود یک مشعل در این قسمت درجه حرارت

سرباره را بالا برده و گازهای احیاء کننده با احیاء مانیتیت به سیال شدن سرباره کمک می کنند بالاخره با اضافه کردن مقداری مواد گداز آور و خرده کک می توان سرباره را کاملاً سیال و اکسید مس موجود در آن را احیاء و همراه سولفور مس به قسمت تبدیل مات برگرداند و بدین ترتیب سرباره ای بدست آورد که میزان مس موجود در آن در حد قابل قبول قرار داشته و عملیات مجدد بر روی آن لزومی نداشته باشد.

ممکن است در قسمت مشعل برای ذوب بجای کاربرد سوخت از خود پرعیار شده مس که دارای گوگرد کافی است برای تولید حرارت استفاده کرد ولی این امر مستلزم کاربرد اکسیژن خالص می باشد. گازهای خروجی در این روش حدود ۱۲-۱۰٪ SO_2 داشته و پس از سرد شدن و غبار گیری می توان از آن برای ساختن اسید سولفوریک استفاده کرد. شکل ۱-۱۰ شمای روش اخیر را نشان می دهد.



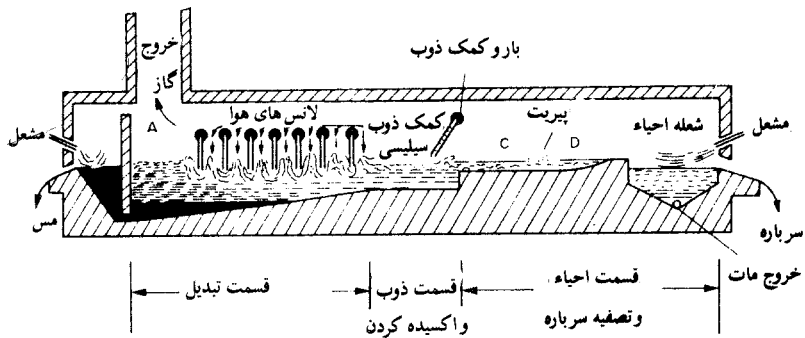
شکل ۱-۱۰- شمای روش نوراندا

کاربرد هوای غنی شده از اکسیژن در قسمت مشعل باعث می شود که ظرفیت کوره بالا برود هم چنین کاربرد هوای غنی شده از اکسیژن در قسمت دمیدن هوا بداخل مات مس می تواند در تولید نقش موثر داشته باشد.

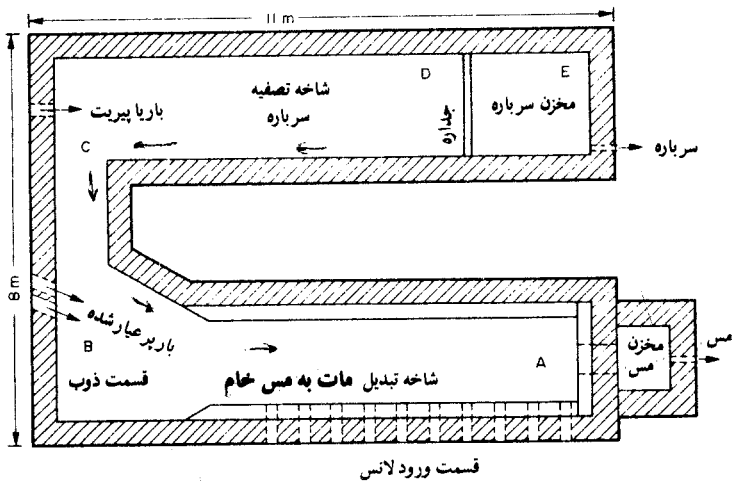
۲- روش استرالیائی (روش ورکرا) : WORCRA

این روش بصورت نیمه صنعتی در استرالیا بکار برده شده است. کوره بشکل U بوده و هدف از ساختن چنین کوره با دو بال، جدا کردن محیط های مختلف ذوب از یکدیگر می باشد. شکل ۲-۱۰ مشخصات کوره را نشان می دهد.

کوره دارای دو بال میباشد باردهی از سقف بوده و بار از کنسانتره مس و مواد گداز آور تشکیل می شود بار ورودی در این قسمت ذوب شده و تولید مات مس و سرباره می کند. مات مس حاصل در جهت شیب بال مربوط به مس حرکت کرده و در ناحیه تبدیل توسط لانس هائی که از سقف وارد کوره شده و تا داخل لایه مات فرو رفته و توسط آب سرد می شوند هوا بداخل مات دمیده و آنرا تبدیل به مس خام می کند که از انتهای قسمت مربوط به مس خارج می شود.



(a) Elevation view†



شکل ۲-۱۰- شمای روش ورکرا

بال دیگر کوره مربوط به سرباره میباشد کف این قسمت بالاتر از کف بال مس میباشد و شیب آن در جهت بال مس می باشد سرباره در این قسمت جمع شده و چون در این قسمت توسط دریچه های باردهی مواد گداز آور احیاء کننده به سرباره اضافه می شود بعلاوه وجود چند مشعل قوی آنرا بشدت گرم و سیال می کند لذا مس و سولفور مس از سرباره جدا شده و در کف بال بطرف قسمت تبدیل مات به مس خام جریان پیدا می کنند.

اکثراً بعنوان مواد احیاء کننده از پیریت استفاده می شود که باعث احیاء مانیتیت می شود و بدین ترتیب خروج مس را از سرباره تسهیل می کند به علاوه وجود مقداری خرده کک باعث احیاء اکسید مس می گردد. بدین ترتیب سرباره حاصل حاوی مقدار کمی مس بوده و احتیاج به عملیات مجدد متالورژی ندارد. جدول شماره ۲-۱۰ مشخصات کوره

WORCRA را نشان می دهد.

کوره بعلت داشتن بال سرباره و محیط آرام از نظر جدا کردن مس از سرباره بسیار مناسب می باشد ولی این امر اولاً حجم زیادی را اشغال می کند بطوریکه بازدهی کوره بازای هر متر مربع از سطح کوره کم می باشد. بازدهی کوره حدود ۳-۲ تن بار بازای هر متر مربع سطح در ۲۴ ساعت می باشد و از طرف دیگر سیال کردن سرباره در این قسمت احتیاج به

جدول شماره ۲-۱۰ مقدار بار و تولید یک کوره بامشخصات شکل ۲-۱۰

شارژ	به تن در روز
مواد اولیه باعیار ۲۵ درصد مس	۸۵
مواد اضافی (flux)	۲۵
گرد و غبار باعیار ۱۰ درصد مس	۵
محصول	به تن در روز
مس پلیستربا ۰٫۹ درصد گوگرد	۲۰
سرباره با ۰٫۵ درصد مس ۳۵ درصد SiO_2 و ۴۰ درصد آهن	۶۵
گرد و غبار	۵
تولید در هر متر مربع	۲-۳
گازها در قسمت اکسیداسیون	۸ تا ۱۲ درصد SO_2
در قسمت احیاء (سرباره)	۱ تا ۳ درصد SO_2

انرژی خارجی داشته و مصرف سوخت کوره بالا می باشد کاربرد سوخت خارجی در ضمن باعث رقیق شدن SO_2 در گازهای خروجی می گردد بطوریکه عیار گاز SO_2 حدود ۱-۲٪ بوده و در نتیجه بازیابی آن اقتصادی نمی باشد بعلاوه زیاد بودن حجم گازهای خروجی باعث بیشتر شدن تلفات مس کوره که بصورت غبار همراه گاز خروجی خارج می شود می گردد و بعلاوه هزینه مستقیم غبارگیری نیز بیشتر خواهد بود.

کاربرد هوای غنی شده از اکسیژن و یا دمیدن هوای غنی شده از اکسیژن بداخل مات می تواند در کارآئی کوره اثر مثبتی داشته باشد. بخصوص دمیدن هوا بداخل مات چون توسط لانس هائی که از سقف تا داخل مات امتداد دارند انجام می شود مسئله باز نگهداشتن لوله های دم را در روش قبلی حل کرده و در عین حال بالا بردن مقدار اکسیژن هوای دم اثر نامطلوبی در روی نسوز نخواهد داشت و بدین ترتیب می توان حجم گازهای خروجی را کم کرد بطوریکه عیار SO_2 ممکن است تا حدود ۱۰٪ نیز برسد.

۳- روش میتسویشی :

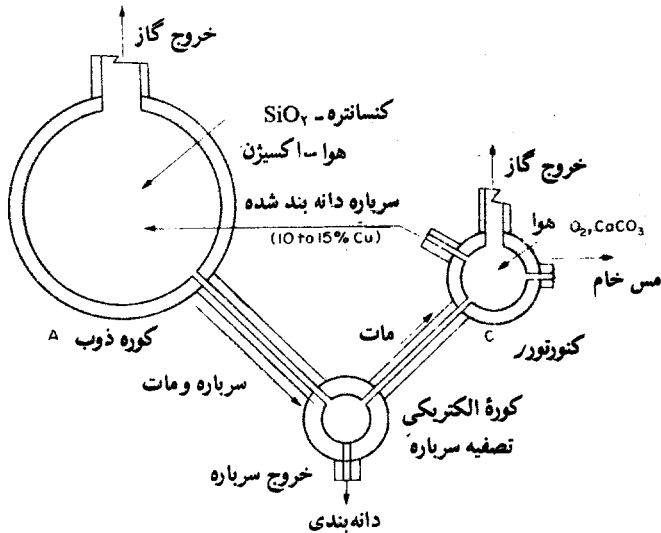
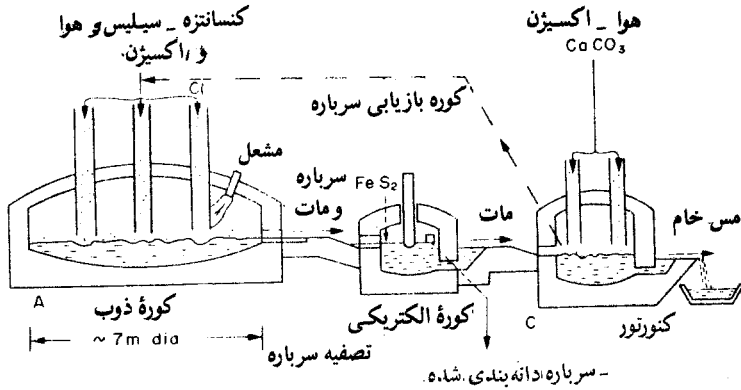
در این روش سه کوره که با یکدیگر ارتباط دارند بکار برده می شود کوره ها طوری قرار گرفته اند که محصولات کوره اول روی خاصیت وزن خود بداخل کوره دوم جریان پیدا می کند. در حقیقت این روش سه مرحله تولید کلاسیک مس را توسط کانال هائی بهم مرتبط کرده است. شکل ۳-۱۰ وضع کوره ها را نسبت بهم نشان می دهد. جدول ۳-۱۰ مشخصات این روش را نشان می دهد.

کوره های سه گانه عبارتند از :

۱- کوره ذوب، در این کوره مواد پرعیار شده سنگ معدنی مس و مواد گداز آور (سیلیس) همراه هوا یا اکسیژن بداخل کوره دمیده می شود اکسیداسیون گوگرد کنسانتره عملاً انرژی حرارتی لازم را برای ذوب تامین می کند و کوره احتیاج به سوخت خارجی ندارد.

در این کوره در اثر مصرف قسمت عمده گوگرد بعنوان سوخت مات پر عیار تولید می شود و عیار مات حاصل حدود ۶۵-۶۰٪ مس می باشد.

مات مس همراه با سرباره تشکیل شده وارد کوره دوم که یک کوره الکتریکی می باشد می گردد. در این کوره در اثر درجه حرارت بالا و محیط آرام و اضافه کردن مقداری سولفور آهن یا پیریت به بار، سرباره کاملاً سیال شده و مات از آن جدا می شود سرباره حاصل حاوی مقدار کمی مس بوده و مستقیماً خارج می گردد.



شکل ۳-۱۰- شمای روش میتسویشی

مات حاصل وارد یک کنورتور که کوره سوم را تشکیل می دهد می شود و در آنجا با دمیدن هوا توسط لانس مات تبدیل به مس خام شده خارج می گردد و سرباره تشکیل شده به کوره اول می رود.

در کنورتور این روش سیلیس اضافه نمی شود و در نتیجه سرباره کاملاً بازیکی می باشد و حتی گاهی همراه با هوا مقداری کربنات کلسیم نیز اضافه می شود که در بازی شدن سرباره نقش مهمی دارد. بازی بودن سرباره باعث می شود که گوگرد باقی مانده در مس خام حداقل باشد و مس خام حاصل در روش حدود ۰/۹-۰/۱٪ گوگرد دارد.

تبادل سه تائی CaO Fe_2O_3 Cu_2O تشکیل می شود که در شرایط کار کوره باندازه کافی سیال می باشد.

ترکیب سرباره حدوداً ۱۵-۱۰٪ مس داشته و ۷۰-۶۵٪ نیز از مانیتیت تشکیل شده و بقیه آن آهک می باشد.

مقدار سرباره تشکیل شده بعلت پرعیار بودن مات مس که عیار مس آن در حدود ۶۰٪ است نسبتاً کم می باشد و معمولاً کمتر از ۵۰۰ کیلو گرم بازای هر تن مس تولید شده می باشد که به کوره اول باز گردانده می شود.

در این روش برای تبدیل مات مس به مس خام از لانس که در سطح بالای سرباره قرار دارد استفاده می شود این امر باعث می شود که عمر لانس زیاد باشد زیرا لانس با محیط مذاب سر و کار نداشته و توسط آب سرد می شود ولی دمیدن هوا به سطح سرباره باعث می شود که عملاً تمامی آهن تا حد مانیتیت اکسیده گردد.

بطور کلی سه روش شرح داده شده در اصل یکسان بوده و عمل تولید را در یک مرحله انجام می دهند اختلافات جزئی بین روش ها در جریان تهیه مس خام وجود دارد که بطور خلاصه این اختلافات را به صورت زیر می توان تقسیم بندی کرد.

۱- دمیدن هوا بداخل مات مس. در روش نوراندا دمیدن هوا توسط لوله های دم که در جدار کوره پیش بینی شده است انجام می گیرد و این عمل باعث می شود که کوره شکل خاصی داشته و می تواند حول محور خود دوران کند تا در صورت اقتضا لوله های دم را از زیر بار مذاب خارج کرده و بتوان تعمیر کرد ضمناً در روش باز نگهداشتن لوله های دم مسئله ساز می باشد در روش ورکرا دمیدن از طریق لانس بوده و لانس وارد بار مذاب و لایه مات مس می شود این مسئله خوردگی شدید لانس را پیش می آورد ولی دیگر شکل کوره می تواند مستقلاً طراحی شود و احتیاجی به دوران کوره نخواهد بود.

در روش میتسوبیشی لانس فقط تا سطح سرباره پائین آمده و هوا را به سطح سرباره می دمد این عمل در عمر لانس بسیار موثر بوده ولی ضمن آنکه آهن در سرباره تا مرحله مانیتیت اکسید می شود جریان تبدیل مات مس به مس خام بستگی به دیفوزیون اکسیژن در سرباره خواهد داشت که این امر در طولانی بودن زمان کار موثر است.

۲- کار برد هوای غنی شده از اکسیژن. در روش نوراندا اگر هوای غنی شده از

جدول شماره ۳-۱۰ : مشخصات روش میتسویشی

مشخصات تولید	کارخانه در سطح کوچک	کارخانه در سطح اقتصادی
شارژ	تن در روز	تن در روز
مس (کنسآته)	۱۲۰ (۲۵ درصد)	۵۰۰ (۲۷ درصد مس)
مواد اضافی (Fluxes)	۱۵	۲۰۰
گرد و غبار	۵	۱۵
سرباره کنورتور (۱۰ تا ۱۵ درصد مس)	۵۰	۵۵
اکسیژن صنعتی خالص با (۳۰ درصد O _۲)	۷	۵۵
ماهت تولید شده از کوره الکتریکی سرباره (۶۰٪ Cu)	۶۰	۲۲۵ (۶۵٪ Cu)
سرباره ۰/۵٪ Cu (۰/۵ درصد مس ۳۰-۴۰)	۹۰	۴۴۰
درصد آهن ۳۰-۳۵ درصد SiO _۲ ۵ تا ۱۰		
درصد CaO ۲ تا ۶ درصد (Al _۲ O _۳)		
مواد اضافی در کوره تبدیل کننده	۱۵	۱۵
اکسیژن صنعتی خالص	۱	
مس پلستر ۹۹ - ۹۹/۵٪ Cu	۵۰	۱۳۵
سرباره ائی که به کوره ذوب برمیگردد ۱۰ تا	۵۰	۵۵
۱۵ درصد مس ۶۵ تا ۷۰ درصد Fe _۳ O _۴		
۱۰-۲۰ درصد CaO		
مقدار سوخت	شارژ به kcal/ton	شارژ به kcal/ton
برای کوره ذوب	۶ × ۱۰ ^۵	۶ × ۱۰ ^۵
برای کوره الکتریکی	۰/۴ × ۱۰ ^۵	۰/۳ × ۱۰ ^۵
برای کوره تبدیل کننده	۰/۶ × ۱۰ ^۵	.
جمع	۷ × ۱۰ ^۵	۶/۳ × ۱۰ ^۵

اکسیژن توسط لوله های دم دمیده شود در عمر نسوز اثر کرده و از مقدار آن کم می کند در حالیکه در دوروش دیگر بعلت آنکه هوا توسط لانس دمیده می شود این مسئله وجود ندارد.

۳- خود کفا بودن از نظر انرژی. روش نوراندا می تواند با کاربرد اکسیژن برای اکسایش سولفورهای فلزی از نظر انرژی خود کفا باشد. این کوره بعلت حجم کوچک خود تلفات حرارتی کمتری را نیز دارد در حالیکه در دوروش دیگر حجم کوره بسیار بزرگ بوده و برای جبران تلفات حرارتی و انجام عملیات متالورژی به انرژی حرارتی خارجی نیاز دارند.

۴- تولید. میزان تولید کوره نوراندا بازای واحد سطح کوره از دوروش دیگر بالاتر می باشد در این کوره ها بازای هر متر مربع از سطح کوره در روز می توان حدود ۱۵-۱۰ تن بار را مورد عمل قرار داد در حالیکه در دوروش دیگر این عدد در حدود ۳-۲ تن می باشد.

۵- سرباره. در روش نوراندا سرباره حاصل حاوی مس زیادی بوده و بایستی بطور جداگانه مورد عملیات متالورژی قرار گیرد در حالیکه در دوروش دیگر بعلت حجم زیاد کوره و یا جدا بودن کوره ها از یکدیگر امکان سیال کردن و در محیط آرام قرار دادن سرباره برای جدا شدن مس وجود داشته و سرباره احتیاجی به عملیات دیگر ندارد.

۶- غبار و گاز SO_۲، در روش نوراندا چون سوخت خارجی وجود ندارد لذا عیار SO_۲ در گازهای خروجی بیشتر بوده و حجم گازها کمتر و غبار کمتری نیز همراه با آن خارج میشود در حالیکه در روش استرالیائی وجود مشعل های سوخت خارجی عیار SO_۲ را به حداقل میرساند کاربرد اکسیژن میتواند برای بالا بردن عیار SO_۲ در گازها موثر باشد در روش میتسویشی نیز بعلت اینکه کوره اول احتیاج به سوخت خارجی ندارد عیار گاز SO_۲ نسبتاً بالا می باشد.

مزایا و معایب تولید مس بصورت پیوسته :

بطور کلی این روش ها نسبت به روش کلاسیک دارای مزایائی بشرح زیر می باشد.

مزایا:

۱- چون تمامی عملیات تشویه و ذوب و تبدیل به مس خام در یک مرحله انجام می گیرد این امر باعث صرفه جوئی در هزینه حمل و نقل و ذوب و نیروی کار میگردد.

۲- امکان استفاده از کنسانتره بعنوان منبع انرژی بیشتر فراهم بوده و چون عملیات در یک محیط انجام می گیرد می توان مات پر عیار تولید کرده و مقدار بیشتری از گوگرد را برای تامین انرژی بکاربرد.

۳- گازهای تولید شده در SO_۲ غنی تر بوده و استفاده از آن آسانتر میباشد.

۴- اکثر این روش ها گاز کمتری تولید کرده و در نتیجه مقدار غبار حمل شده توسط گازها کمتر بوده و هزینه غبارگیری کمتری را ایجاد می کند (روش میتسویشی چون باید گازهای هر سه کوره را بطور جداگانه جمع آوری کرد هم مقدار گاز زیاد بوده و هم پرهزینه می باشد).

معایب :

- ۱- سرباره حاصل در این روش ها اکثراً دارای عیار بالائی بوده و احتیاج به عملیات متالورژی برای بازبازی مس دارند. در بعضی از این روش ها که سرباره احتیاج به عملیات مجدد متالورژی ندارد حجم کوره و مصرف انرژی بسیار بالا می باشد.
- ۲- اکثراً در این روش ها مجبور به کاربرد هوای غنی شده در اکسیژن و یا اکسیژن خالص می باشد که بهای آن در اقتصادی بودن طریقه بسیار موثر است.
- ۳- لوله های دم و لانس در مجاورت مواد مذاب و یا محیط های خورنده قرار دارند و در زمانیکه عمل دمش انجام نمی گیرد (روش نوراندا) در معرض مسدود شدن هستند لذا باز نگهداشتن این لوله ها و پاک کردن آنها مستلزم تدابیر خاص و هزینه می باشد.
- ۴- در بسیاری از این روش ها آجرهای نسوز در شرایط سخت تری قرار داشته و عمر کمتری دارند.

۵- مس حاصل از این طریقه ناخالصی های بیشتری همراه دارد بخصوص چون فاز مس خام در مجاورت فازمات و سرباره قرار دارد ناخالصی هائی مانند آرسنیک و آنتیموان و بیسموت بیشتری را در خود حل می کند در حالیکه در روش کلاسیک این ناخالصی ها در مرحله اول دمیدن (اکسایش سولفور آهن) همراه با گازهای خروجی خارج میشوند و یا وارد سرباره می گردند و چون سرباره را قبل از تولید مس خام از کنورتور خارج می کنند مس حاصل از کنورتور خالص تر خواهد بود.

در هر حال وجود این ناخالصیها در مس تولیدی روش های پیوسته باعث طولانی شدن و گران شدن تصفیه آتشی مس و هم چنین الکترولیز تصفیه می گردد.

فصل یازدهم

تصفیه مس

مس که از کنورتور بدست میآید برای اکثر مصارف صنعتی این فلز غیر قابل استفاده است. بطور کلی از مس دو خاصیت عمده مورد نظر می‌باشد که عبارتند از:

۱- داشتن خواص مکانیکی عالی همراه با چکش خواری زیاد.

۲- داشتن خواص الکتریکی عالی.

هر دو این خواص بستگی به ناخالصیهای موجود در آن دارد و این ناخالصیها ولوبه مقدار کم اثرات بسیاری در روی این خواص بخصوص هدایت الکتریکی دارد. منظور از تصفیه مس حذف ناخالصیها میباشد.

تصفیه مس بدو طریق قابل انجام است که عبارتند از:

۱- تصفیه حرارتی :

۲- تصفیه الکتریکی :

مس حاصل از تصفیه حرارتی معمولاً باز هم دارای ناخالصیهای است که روی خواص آن بخصوص خواص الکتریکی اثر نموده و آنرا غیر قابل استفاده میسازد و چون مس خامی که از کنورتور بدست می‌آید بعلت داشتن ناخالصی زیاد مستقیماً قابل تصفیه به روش الکتریکی نیست لذا در صنعت هر دو روش تصفیه را یکی پس از دیگری بمنظور تصفیه مس خام انجام می‌دهند.

تصفیه حرارتی :

در تصفیه حرارتی از این خاصیت استفاده میشود که اکثر ناخالصیهای موجود در مس خام دارای میل ترکیبی بیشتر نسبت به اکسیژن هستند لذا با یک ذوب اکسید کننده میتوان آنها

را به صورت گازی یا سرباره خارج نمود در بین ناخالصیها فقط بیسموت و فلزات گرانبها مانند طلا و نقره و غیره هستند که میل ترکیبی کمتری با اکسیژن دارا میباشند و در این طریق تصفیه حذف نمی شوند. این روش تصفیه دارای دو نوع واکنش است که در واکنش اول عمل اکسید کردن ناخالصیها انجام میگردد و سپس بعد از حذف سرباره حاصل در واکنش دوم، اکسیژن باقی مانده در مس را حذف و اکسیدهای مس تشکیل شده را احیاء می کنند که اینک بشرح هریک از این عملیات پرداخته می شود.

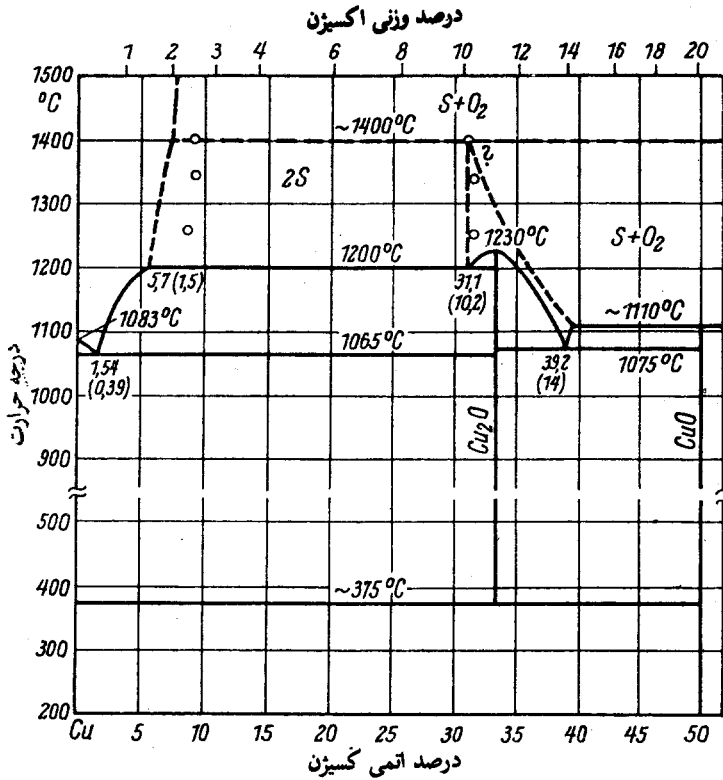
۱- عملیات اکسیده کردن :

این عملیات خود بر ۴ قسمت تقسیم میشوند که عبارتند از:

الف - مرحله بارگیری : مرحله بارگیری مس برای تصفیه بر حسب آنکه بار بصورت جامد یا مذاب به داخل کوره اضافه شود فرق میکند. معمولاً اگر بارگیری بصورت جامد باشد به ازای هر درجه کوره ذوب ۲۰-۱۵ تن مس را در ساعت میتوان بارگیری نمود ولی اگر مس بصورت مذاب بکوره اضافه شود در اینصورت زمان کل بارگیری بحدود ۲-۱ ساعت محدود می شود.

ب - مرحله ذوب : در این مرحله ضمن ذوب شدن بار جامد مقداری از ناخالصیها نیز اکسیده می شود زمان ذوب برای بار جامد در حدود ۱۰-۶ ساعت می باشد ولی چون امروزه در اکثر کارخانجات بزرگ مس خام بصورت مذاب مستقیماً از کنورتور وارد کوره تصفیه می گردد لذا این زمان عملاً بحدود صفر می رسد. در هر حال مقداری از ناخالصیها در این مرحله اکسیده می شوند که در بین آنها باید از آهن و روی نام برد که باسانی قابل اکسیده شدن هستند. روی اکثراً بصورت بخار همراه با محصولات احتراق کوره ذوب خارج می شود. پس از انجام ذوب سرباره حاصل را از روی بار جدا کرده و خارج می کنند.

ج - مرحله اکسیده کردن : در این مرحله پس از انجام ذوب مقداری هوا توسط لوله های فولادی به سطح بار دمیده می شود. در کوره های کوچک تصفیه مس عملاً با باز کردن دریچه های بار دهی هوای لازم را به بار میرسانند ولی در کوره های بزرگ با ظرفیت زیاد باید هوا را توسط لوله به سطح بار دمید. قطر این لوله ها ۲۵-۲۰ سانتیمتر بوده و فشار هوا حدود ۱/۵-۱ اتمسفر میباشد. عمل دمیدن هوا را آنقدر ادامه میدهند تا مقدار اکسیژن در مس بحدود ۰/۷-۰/۹٪ برسد. این مقدار اکسیژن معادل با ۸-۹/۳۰ درصد وزنی Cu_2O است (شکل ۱۱-۲) عمل تصفیه معمولاً در درجه حرارت ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد صورت می گیرد و در این درجه حرارت ۱۳/۵ در صد Cu_2O در مذاب مس قابل حل بوده و اضافه بر آن بصورت فاز جامد در مذاب ظاهر خواهد گشت و در نتیجه عمل تصفیه را دچار اشکال خواهد نمود شکل (۱۱-۱).



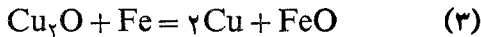
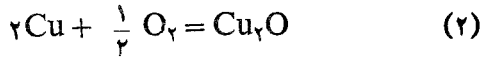
شکل ۱-۱۱: تعادل مس و اکسیژن

مقدار اکسیژن در مس از روی سطح مقطع نمونه‌هایی که توسط قاشقک مخصوص از کوره برداشته شده و سرد می‌شود توسط کارگر متخصص از روی رنگ و چگونگی مقطع نمونه تشخیص داده شده و مقدار اکسیژن با تقریب کافی حدس زده می‌شود. در این مرحله اکسید مس که در مس مذاب محلول است عامل خوبی برای حمل اکسیژن و اکسیده کردن

ناخالصی‌ها می‌باشد. و بنا براین اکسید نمودن ناخالصیها توسط Cu_2O طبق فرمول کلی زیر صورت می‌گیرد.



واکنشهای انجام شده مثلاً در مورد آهن موجود در مس بقرار زیر است.

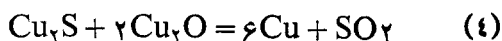


اکسید آهن حاصل چون در مس نا محلول است از محیط مذاب جدا شده و به سرباره می‌رود و بدین ترتیب واکنش یک طرفه بوده و ادامه می‌یابد به سبب خارج شدن اکسید آهن از محیط واکنش عملاً هر گز تعادلی بین اکسیدهای آهن و مس ایجاد نمی‌گردد.

اکسید آهن خارج شده معمولاً با جدار کوره ذوب و تصفیه یا خاکستر سوخت مصرف شده در کوره تولید سرباره می‌کند. تجربه نشان می‌دهد که این سرباره هنگام تشکیل بسیاری از اکسید ناخالصیهای دیگر را نیز در خود حل می‌کند. ترتیب حذف ناخالصیها قاعداً بایستی طبق دیاگرام اکسیداسیون ریچاردسون انجام پذیرد ولی در صنعت تغییرات و نوساناتی در این خصوص بعلت شرایط محیط ذوب صورت می‌گیرد. بنابراین ترتیب حذف ناخالصیها در مرحله اول عبارتند از:

آهن، روی، قلع و کبالت که بسرعت اکسید شده و تقریباً بطور کامل حذف می‌شوند. سایر ناخالصیها مانند آرسنیک، آنتیموان، سرب و نیکل بتدریج و با سرعت کمتری اکسید میشوند. برای حذف کامل این ناخالصیها احتیاج به زمان زیاد می‌باشد و حذف کامل آنها بعلت طولانی بودن زمان، باعث گران شدن روش تصفیه حرارتی می‌گردد و عملاً در شرایط صنعتی آرسنیک و نیکل و بیسموت — بعلت ایجاد ترکیبات قابل حل در مذاب هر گز بطور کامل حذف نمی‌شوند. حذف آهن، روی و کادمیوم در ابتدای مرحله اکسید کردن و در درجه حرارت حدود ۱۱۵۰ درجه سانتیگراد انجام میشود اکسید روی در این شرایط مقداری بصورت بخار در آمده و خارج میشود و قسمت دیگری به سرباره می‌رود برای آنکه عناصر دیر اکسید شونده مانند آرسنیک و آنتیموان را تا حد امکان حذف نمود درجه حرارت را بالا برده و به مس مذاب مقداری نیترا سدیم و یا کربنات سدیم و یا آنکه مخلوط این دو ملح را اضافه میکنند. اضافه کردن این املاح باعث می‌شود که آرسنیک و آنتیموان بصورت آرسنات سدیم و آنتیموانات سدیم در آمده و سرعت حذف بیشتری پیدا کنند. اگر مقدار مخلوط این دو ملح به اندازه کافی باشد میتوان مقدار آرسنیک باقی مانده در مس را تا حدود ۰/۰۰۲٪ پائین آورد. درجه

حرارت برای حذف کامل آرسنیک حدود ۱۴۰۰ درجه سانتیگراد میباشد.
 اکسیداسیون گوگرد کمی مشکل تر بوده و احتیاج به زمان بیشتر دارد و برای سهولت
 اکسیداسیون آن باید بار را مرتباً بهم زد.



تجربه نشان میدهد که ناخالصی های دیگر مانند طلا و نقره و بیسموت در این مرحله حذف
 نشده و در مس باقی می مانند. در این مرحله سرباره و کف های حاصل را توسط پاروهای
 چوبی از روی مس مذاب به دفعات جمع آوری و خارج می کنند. زمان لازم برای انجام این
 مرحله به ظرفیت کوره تصفیه و میزان ناخالصیهای موجود در آن و بخصوص مقدار حذف
 ناخالصیها و مقدار مجاز ناخالصی باقی مانده در بار مذاب بستگی دارد و در حدود ۵-۲ ساعت
 طول می کشد.

د- مرحله آخر اکسیده کردن: این مرحله را گاهی برشته کردن نیز مینامند که در آخر
 مرحله اکسیده کردن قرار دارد و هدف از آن حذف کامل گوگرد موجود در مس است. برای
 آنکه گوگرد بطور کامل حذف شود می توان رابطه تعادل را برای واکنش (۴) نوشت:

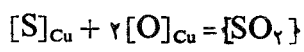
$$K_T = \frac{a_{\text{Cu}}^6 \times P_{\text{SO}_2}}{a_{\text{Cu}_2\text{S}} \times a_{\text{Cu}_2\text{O}}^2} = \frac{P_{\text{SO}_2}}{a_{\text{Cu}_2\text{S}} \times a_{\text{Cu}_2\text{O}}^2} \quad \text{و یا:}$$

$$a_{\text{Cu}_2\text{S}} = \frac{P_{\text{SO}_2}}{K_T \times a_{\text{Cu}_2\text{O}}^2} \quad \text{و یا} \quad [\text{Cu}_2\text{S}] = K \frac{P_{\text{SO}_2}}{[\text{Cu}_2\text{O}]^2}$$

و بدین ترتیب ملاحظه می شود برای آنکه غلظت Cu_2S در مس مذاب پائین باشد بایستی
 غلظت اکسید مس Cu_2O تا حد ممکن زیاد باشد و همانطوریکه قبلاً نیز اشاره شد چون حداکثر
 حلالیت Cu_2O در مس مذاب در ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد در حدود ۱۳٪ است اگر مقدار Cu_2O از
 این حد تجاوز کند بصورت فاز مستقلاً در آمده و از مس جدا می شود و دیگر نقشی در اکسیده
 کردن سولفور مس نخواهد داشت لذا باید عمل اکسیژن دهی به بار را تا حدی ادامه داد که
 مقدار Cu_2O از میزان ذکر شده تجاوز نکند و این حد معادل ۱/۴٪ اکسیژن میباشد. لذا برای
 آنکه در این مرحله حداکثر سولفور مس تجزیه و اکسید شود باید مقدار اکسیژن را در مس مذاب
 بحدود ذکر شده در فوق رساند. در این شرایط سولفور مس و اکسید مس روی یکدیگر اثر کرده و
 تولید SO_2 می کنند. گاز SO_2 هنگام متصاعد شدن بار را بهم میزند که این خود به حذف

۴ X

سولفور مس و توزیع اکسیژن کمک میکند. این شکل بهم خوردن و جوشش گاز SO_۲ را به سرخ شدن در تاوه تشبیه کرده و در نتیجه این مرحله را گاهی برشته شدن و یا بریانی شدن نیز می نامند. تعادل بین گوگرد و اکسیژن در مس مذاب را می توان بصورت زیر نوشت.



که در درجه حرارت ۱۱۰۰ ، K=۹۰ است. در انتهای عمل اکسداسیون میزان گوگرد به حدود ۰/۰۰۱ در صد رسیده و مقدار اکسیژن نیز حدود ۰/۹-۰/۶ در صد است با توجه به میزان گوگرد ۰/۰۰۱ در صد و مقدار اکسیژن ۰/۶ از رابطه فوق مقدار P_{SO_۲} = ۰/۰۳ atm است تشخیص میزان گوگرد و اکسیژن از روی چگونگی مقطع شکست یا انجام تجزیه شیمیائی انجام میگیرد. زمان حذف کامل گوگرد به مقدار گوگرد باقی مانده در مس خارج شده از کنورتور بستگی دارد و بطور معمول حدود ۲-۱ ساعت است. در روشهایی که عمل ذوب و دمش هوا را در یک کوره انجام می دهند مقدار گوگرد باقی مانده زیاد بوده و عملاً دو برابر روشهای سنتی است (در این روشها مقدار گوگرد در مس بحدود ۱-۰/۸٪ میرسد) و زمان نصفیه و حذف گوگرد برای این روشها طولانی تر بوده و بحدود ۳-۲ ساعت نیز میرسد.

مرحله احیاء :

در این مرحله هدف حذف اکسیژن باقی مانده در مس است زیرا بطوریکه قبلاً گفته شد مقدار اکسیژن در پایان مرحله اکسیده کردن به حدود ۰/۹-۰/۶٪ میرسد و این مقدار اکسیژن فلز را شکننده میکند و باید مقدار آنرا بحدود ۰/۰۵-۰/۰۱٪ کاهش داد حذف کامل اکسیژن نیز مطلوب نیست زیرا اکسیژن موجود در مس باعث میشود تمام ناخالصیهای باقیماده بصورت اکسید در آیند که اثر مضر کمتری نسبت به حالتی که ناخالصی بصورت فلزی محلول در مس باشد دارد در ضمن باعث جلوگیری از حلالیت زیاد تیدروژن خواهد شد. این مرحله را به دو قسمت تقسیم می کنند.

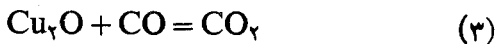
الف - پرشارژ اولیه :

عمل پرشارژ عبارتست از داخل نمودن چوب بداخل بار. در اثر حرارت چوب پیرولیز شده و گازهای حاصل ضمن خروج از مس مذاب آنرا بشدت بهم میزنند ضمن آنکه این گازها خاصیت احیاء کنندگی داشته و مقداری از اکسید مس را نیز احیاء میکنند. امروزه در صنعت

بجای چوب از هیدرو کربورها و یا گاز طبیعی یا مخلوط $\text{CO} + \text{H}_2$ استفاده می کنند. هدف از پرشارژ اولیه ضمن احیاء کردن اکسید مس، خارج نمودن SO_2 محلول در مس مذاب است لذا معمولاً این مرحله را در محیط کمی اکسید کننده انجام می دهند به این معنی که ضمن دمیدن مقداری هوا به سطح بار مخلوط گازهای احیاء کننده و یا چوب تر را بداخل مس مذاب فرو میزنند بخار آب و محصولات پیرولیز چوب و یا گازها هنگام خروج بار را بشدت بهم زده و عملاً تمامی SO_2 موجود در مس را همراه با خود خارج می سازند. این مرحله را نیز از روی سطح مقطع نمونه برداشته شده تشخیص می دهند. اگر مس مورد تصفیه فاقد گوگرد باشد و یا آنکه گوگرد آن بسیار کم باشد میتوان از این مرحله صوفنظر نمود.

ب - پرشارژ ثانویه :

هدف از این عمل که در محیط کاملاً احیاء کننده انجام می گیرد، تقلیل مقدار اکسیژن موجود در مس مذاب به حد مجاز است. برای اینکار سطح بار را توسط ذغال چوب پوشانده و سپس چوب تر و یا گازهای احیاء کننده را بداخل مس مذاب فرو برده و یا میدمند تا گازهای احیاء کننده عملاً قسمت عمده اکسید مس را احیاء نمایند. عمل احیاء مطابق



در واقع عمل احیاء توسط واکنش ۳ طبق روابط ترمودینامیکی صورت میگیرد.

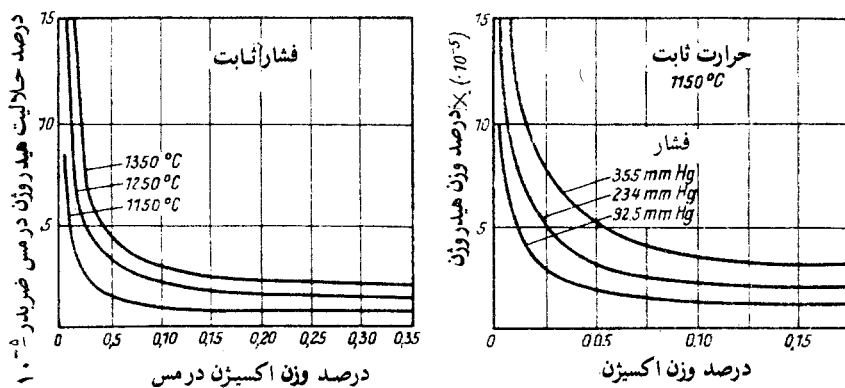
$$K = 5 \times 10^9 \quad (3) \text{ درجه سانتیگراد ثابت تعادل واکنش}$$

و در 1083 درجه سانتیگراد برابر $K = 15 \times 10^9$ بدست آمده که دلیل بر انجام عمل احیاء بطور بسیار مناسب است.

عمل حذف اکسیژن را تا حذف کامل آن ادامه نمیدهند زیرا همانطوریکه قبلاً ذکر شد، وجود مقدار کمی اکسیژن (حدود 0.3%) در مس در روی خواص الکتریکی آن بدون تاثیر بوده ولی با اکسیده کردن ناخالصیها از اثرات مضر آنها میکاهد لذا وجود این مقدار اکسیژن در مس تا حدودی مفید نیز میباشد. از طرف دیگر اگر عمل پرشارژ تا حذف کامل اکسیژن ادامه یابد. بخار آب و هیدروژن حاصله از این عمل در مس حل شده و هنگام سرد شدن و جامد شدن مس چون حلالیت این گازها در مس کم میشود از مس خارج شده و باعث تخلخل

آن میشود و هم چنین مس ریخته شده دارای حفره های بسیار خواهد بود. برای توضیح این حالت در شکل (۲-۱۱) حالت تعادل بین اکسیژن و تیدروژن در حرارت و فشارهای مختلف نشان داده شده از طرفی در شکل ۱۳-۲ میزان حلالیت تیدروژن در درجه حرارت های مختلف آورده شده است از بررسی دیاگرام های مزبور چنین نتیجه گیری میشود که اگر مقدار اکسیژن در مس از حد معینی کاسته شود طبق دیاگرام های تعادل میزان حلالیت تیدروژن در مس بطور قابل توجه ای افزایش خواهد یافت. در هر حال میزان حلالیت تیدروژن از مذاب به جامد بطور جهشی کاسته میشود و اتم های تیدروژن خارج شده از شبکه تشکیل ملکول H_2 را داده و از محیط خارج میگردند ولی در هنگام انجماد مقداری از ملکولها که فرصت خارج شدن را نداشته اند تولید مک در مس مینمایند. بنابراین اجباراً برای برطرف نمودن این مشکل اساسی مقداری اکسیژن حدوداً ۰/۰۵-۰/۰۱ درصد در مس باقی میگذارند.

۳۴۷۸



شکل ۲-۱۱- حلالیت اکسیژن و تیدروژن در مس در درجه حرارت و فشارهای مختلف

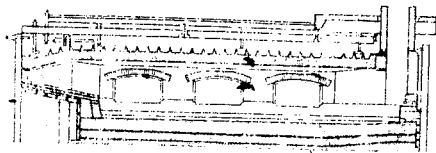
اگر وجود اکسیژن برای مصرف صنعتی مس مهم نباشد. مانند مسی که برای تهیه آلیاژ بکار میرود (زیرا در این عمل قبل از مصرف آنرا احیاء میکنند) عمل پرشارژ را میتوان منحصر به مرحله اول آن نمود و مس را که پس از سرد شدن کمی قویز تیره است به بازار عرضه کرد. در صنعت در صورت لزوم برای حذف کامل اکسیژن پس از عمل پرشارژ مس مذاب را از روی ذغال چوب کاملاً خشک عبور میدهند. عمل پرشارژ در مجموع حدود ۲-۳ ساعت طول میکشد.

کوره‌های تصفیه مس :

بطور کلی کوره‌های تصفیه مس باید دارای ظرفیت زیاد بوده و بتوان درجه حرارت را در آن بخوبی کنترل کرد و برای این منظور اکثراً برای تصفیه مس از کوره شعله‌ای و یا کوره دوار استفاده میکنند.

۱- کوره شعله‌ای :

این کوره یکی از معمولترین کوره‌ها برای تصفیه مس است و کاملاً شبیه کوره‌هایی است که در تهیه مات از آن استفاده میشود. ظرفیت این کوره‌ها حدود ۴-۳ تن مس به ازای هر متر مربع سطح کف آن است و اکثراً با ظرفیت حدود ۵۰۰-۲۰ تن ساخته می‌شوند. کوره همواره از آجر سیلیسی و یا ماسه سیلیسی و جداره آن از آجرهای سیلیسی و سپس منیزی پوشانده شده است. طول این کوره‌ها ۲۰-۱۰ متر و عرض آن ۶-۳ متر است. در دیواره جانبی کوره تعدادی دریچه وجود دارد که عمل بارگیری و پرشارژ از طریق آنها انجام میگردد (شکل ۲-۱۱).



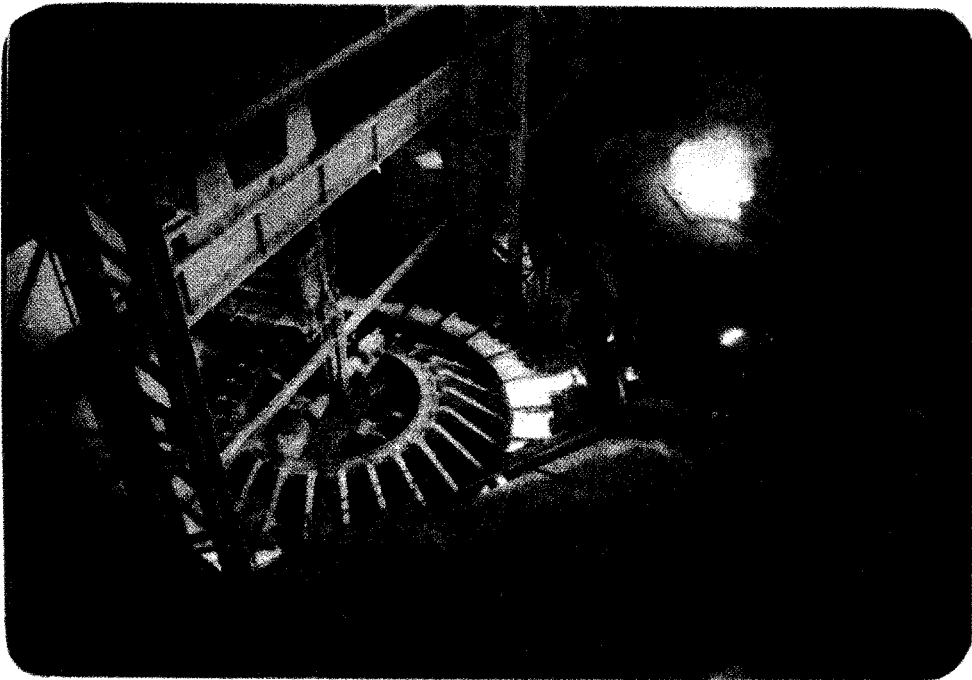
شکل ۲-۱۱

سوخت این کوره‌ها می‌تواند ذغال سنگ پودریا گاز و یا سوخت مایع باشد. زمان تصفیه در این کوره بسته به ظرفیت آنها بین ۲۴-۱۲ ساعت میباشد. در صنعت کوره‌های شعله‌ای کوچکی میسازند که حول محور افقی خود قابل چرخش است. این کوره‌ها دارای ظرفیت حدود ۱۰-۳ تن مس بوده و بمناسبت آنکه با کچ کردن میتوان آنها بطور سریع خنایی کرد لذا نسبت بکوره‌های هم ظرفیت ولی ساکن امتیاز بزرگی دارند. سوخت مصرف شده در این کوره‌ها حدود ۱۲-۱۰٪ وزن مس مورد تصفیه است. راندمان حرارتی آنها بسیار کم بوده و در کوره با ظرفیت زیاد بحدود ۲۰-۱۵٪ میرسد و در مورد کوره‌های کوچک این راندمان از حدود ۱۲-۸٪ تجاوز نمیکند. اگر از گرمای محصولات احتراق خارج شده از کوره استفاده بعمل آید راندمان حرارتی ممکن است تا حدود ۳۰٪ نیز برسد.

۲- کوره دوار :

این کوره‌ها بشکل استوانه بوده و حول محور خود قابل چرخش هستند. شعله از یک سو وارد شده و پس از طی بدنه استوانه از سر دیگر خارج میشود. داخل کوره از نسوز منیزی در

قسمت کف پوشانده شده و سقف کوره معمولاً از آجر سیلیسی است. این کوره ها کم و بیش بشکل کنورتور میباشند. با این تفاوت که بعلت کم بودن ناخالصیها اکسیداسیون آنها برای جبران تلفات حرارتی کوره کافی نبوده و محتاج به شعله خارجی است تا بار را گرم نگهدارد. طول این کوره ها حدود ۱۲-۵ متر و قطر آنها حدود ۲/۵ تا ۵ متر است. ظرفیت آنها بین ۲۵-۳۰۰ تن تغییر میکند. برای نصب نسوز داخل کوره باید همان تدابیری را که در مورد کنورتور ذکر شده در اینجا هم بکار برد. فشار گاز یا هوا برای دمش در کوره بین ۲-۱/۵ اتمسفر میباشد. این کوره ها از نظر حرارتی بیشتر مقرون بصرفه بوده و با چرخش آن میتوان بار را کاملاً بهم زد و بدین ترتیب سرعت عملیات اکسید کردن و یا حذف اکسیژن را بالا برد و بهمین دلیل زمان تصفیه در این کوره معمولاً کمتر از کوره شعله ای بوده و در حدود نصف زمان صرف شده برای کوره شعله ای است. زمان کار در این کوره ها در حدود ۳-۸ ساعت میباشد. (شکل-۱۱)



شکل ۴-۱۱ کوره های تصفیه حرارتی و سیستم آند ریزی در مجتمع مس سرچشمه ریخته گری مس تصفیه شده حرارتی:

پس از انجام تصفیه حرارتی، مس بدو صورت مختلف ریخته می شود.

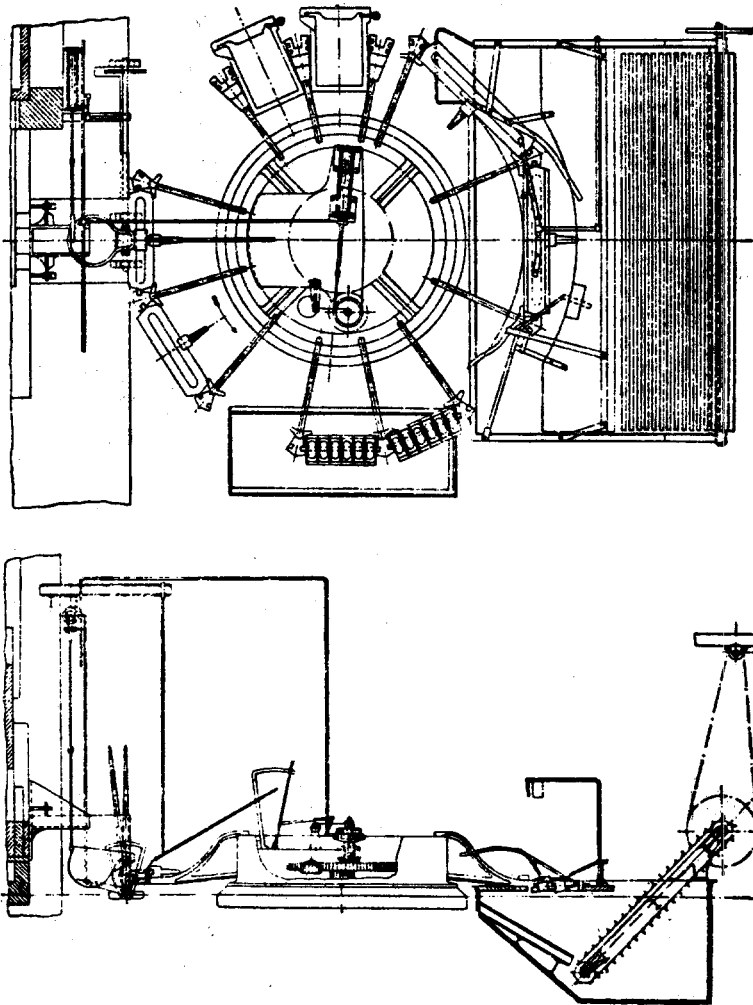
۱- بصورت آند برای تصفیه الکتریکی

۲- بصورت های مختلف برای عرضه به بازار.

۱- آند: قسمت عمده مس تصفیه شده حرارتی بصورت آند ریخته میشود تا مجدداً عمل

تصفیه الکتریکی در روی آن انجام گیرد. در این مورد دقت در مقدار اکسیژن زیاد نیست و

عملاً هنگام ریختن مقداری اکسیژن در مس حل میشود بطوریکه آندهای ریخته شده بین ۰/۳-۰/۱٪ اکسیژن دارند. عمل ریخته گری توسط ماشینهای خودکار انجام می گیرد. شکل (۱۱-۵) بطور شماتیک دستگاه ریخته گری آندها را نشان میدهد.



شکل ۱۱-۵

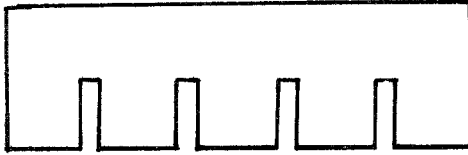
۲- شمشه: در این روش برای آنکه اکسیژن جذب مس نشود. سطح بار را توسط ذغال چوب یا گرافیت می پوشانند. هم چنین مجراهایی که مس در آنها جریان دارد باید از ذغال چوب پوشانده شوند. قالب هائی که در صنعت مورد استفاده قرار دارند به اشکال مختلفی می باشند که مهمترین آنها بقرار زیر هستند.

الف - بشکل شمشال که معمولاً بقطرهایی حدود ۱۰ سانتیمتر به بالا بوده و ۳۵۰-۶۰ کیلوگرم وزن دارند.

ب - بشکل قالبهای کوچک مکعب مستطیل به وزن ۱۲-۵ کیلوگرم.

ج - بشکل تختال.

د - قالب های نسبتاً بزرگ بوزن ۱۸۰-۱۲۰ کیلوگرم. شکل ۵-۱۱ که



شکل ۵-۱۱

فرورفتگی ها برای آسان بردن در آنها تعبیه میشود

ریخته گری مس در گذشته بصورت افقی بوده ولی امروزه بیشتر بصورت قائم انجام میگردد بخصوص شمشال ها که همواره بصورت قائم ریخته میشود. این روش آسانتر بوده و جایگیری کمتری دارد و در عین حال با بردن سر قالب، قسمت روتاسوردار را میتوان جدا نموده و شمش بدون عیب به بازار عرضه کرد.

قالب ها معمولاً از مس کاملاً خالص ساخته می شوند که توسط یک جریان آب سرد میشوند. این روش باعث چکش خواری عالی مس حاصل مورد استعمال فراوان دارد ولی عمر قالب چندان زیاد نیست. در بعضی نقاط قالب های فولادی نیز کم و بیش مورد استعمال دارند.

فصل دوازدهم

تصفیه الکتریکی

مس حاصل از تصفیه حرارتی دارای درجه خلوص کافی برای بسیاری از کاربردها بخصوص مصارف الکتریکی نمی باشد. و باید مورد عمل تصفیه تکمیلی قرار گیرد و برای این منظور از تصفیه الکتریکی استفاده می کنند لذا هدف از تصفیه الکتریکی عبارت خواهد بود از:

- ۱- تهیه مس با حداقل ناخالصی ممکن که بتوان از آن برای مصارف الکتریکی استفاده کرد.

۲- بازیابی فلزات گرانبها مانند طلا و نقره.

تصفیه الکتریکی عبارت است از الکترولیز مس در داخل یک سلول الکترولیز که آند آن مس ناخالص و کاتد مس خالص است، در آند اکثر فلزات از قبیل مس، آهن، نیکل کبالت، سرب و غیره بصورت محلول در می آیند که قسمتی از این ناخالصیها در اثر واکنشهای الکترولیت رسوب کرده و وارد لجن الکترولیز می شوند و قسمتی دیگر همراه الکترولیت باقی مانده و پیوسته بر غلظت آنها در الکترولیت افزوده می شود و این امر سبب می گردد که الکترولیت پس از مدتی غیر قابل استفاده شده و محتاج به تصفیه گردد.

فلزات گرانبها مانند طلا و نقره عملاً در آند بصورت محلول در نیآمده و مستقیماً وارد لجن الکترولیز می شوند. از لحاظ تئوری در کاتد، فقط باید مس رسوب نماید و سایر ناخالصیها بعلت داشتن پتانسیل متفاوت با مس در کاتد رسوب نکنند که این مسئله فقط در غلظتهای کم از ناخالصیها در الکترولیت صادق می باشد و اگر غلظت ناخالصی و یا ولتاژ الکترولیز در الکترولیت بسیار آرد، مقداری از این ناخالصیها در کاتد رسوب کرده و باعث ناخالص شدن مس می گردند. بدین ترتیب لزوم تصفیه دائم الکترولیت و مراقبت پیوسته از ترکیب آن آشکار می شود. بطور کلی واکنش اصلی الکتروشیمی که انجام می شود عبارت است از.



$$E = 0,34V$$

یون مس حاصل در آند بطرف کاتد حرکت کرده و در آنجا بار الکتریکی خود را از دست داده و بصورت مس فلزی در کاتد رسوب می کند.



واکنشهای مزبور مطابق قانون فاراده عمل می نماید.

قانون فاراده: در الکترولیز مس مقدار مس رسوب شده در کاتد m متناسب با حاصلضرب شدت جریان و زمان است.

$$m = KIt = \frac{A}{F} It$$

که در آن A = اکیوالانس، I = شدت جریان، t = زمان، V = ولتاژ.

$$F = 26,18\text{Ah}[\text{val}]^{-1} = 96520\text{AS}[\text{val}]^{-1}$$

حال می توان انرژی لازم برای رسوب یک کیلو گرم مس را مطابق فرمول زیر محاسبه نمود.

$$\frac{m}{A} = \frac{It}{F} \quad \text{و یا} \quad I = \frac{mF}{At}$$

$$W = UIIt = \frac{U.F.m}{A} = \frac{U \times 26,18}{31,77}$$

$$W = \frac{26,18U}{31,77} \text{ Kwh/kg}$$

با توجه به قانون فاراده می توان بازدهی شدت جریان $[S]$ را نیز بطریق زیر محاسبه نمود در صورتیکه در اثر شدت جریان بطور کامل مس، روی کاتد رسوب نماید مقدار آن برابر است با:

$$m = 1/1864It[\text{g}] = 1/1864 \times 10^{-6} It$$

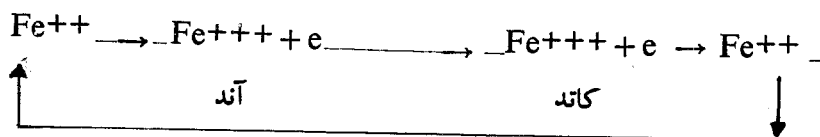
در صورتیکه Q تن کاتد طبق شرایط صنعتی تولید شود. بازدهی شدت جریان برابر است با:

$$S = \frac{100Q}{1/1864It \times 10^{-6}} [\%]$$

بنابراین با در دست داشتن فرمول مزبور می توان بازدهی شدت جریان را در عملیات الکترولیز محاسبه نمود. همراه با واکنش اصلی در کاتد و آند تعدادی واکنش دیگر نیز انجام می گیرد که باعث مصرف انرژی شده و از راندمان عمل کم می کند و از طرف دیگر مقداری مس فلزی نیز بجای آنکه در کاتد رسوب کند، وارد لجن الکترولیز می شود. بطور کلی این تلفات از چند منبع کاملاً متفاوت می باشند که عبارتند از:

۱- تلفات مربوط به الکتروشمی :

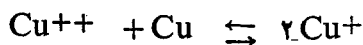
تمام واکنشهایی که الکترون مصرف کنند باعث کم شدن راندمان جریان خواهند شد. مثلاً در کاتد کم و بیش هیدروژن متصاعد می شود و یا آنکه آهن دو ظرفیتی در آند اکسیده شده و بصورت سه ظرفیتی در می آید و در کاتد آهن سه ظرفیتی مجدداً احیاء شده بصورت دو ظرفیتی در می آید.



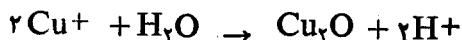
که مجموعه این واکنشها باعث مصرف جریان میشود.

۲- تلفات ناشی از واکنشهای ثانوی :

در اطراف کاتد تعدادی از یونهای مس با مس کاتد یک وارد ترکیب شده، بصورت یون تک ظرفیتی در می آیند.

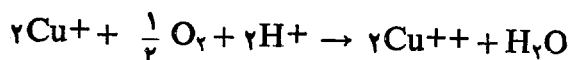


به این ترتیب مقداری از مس که قبلاً انرژی صرف کرده و روی کاتد رسوب کرده است مجدداً بصورت محلول در می آید و یون تک ظرفیتی مس توسط آب اکسید می شود.



اکسید مس حاصل یا در کاتد رسوب کرده (به این ترتیب مقداری اکسیژن بصورت ناخالصی وارد کاتد می شود) و یا آنکه وارد لجن الکترولیز می شود و بدین ترتیب بر تلفات مس می افزاید. یونهای هیدروژن در کاتد پس از خنثی شدن متصاعد می گردند.

برای جلوگیری از این عیب باید محیط الکترولیت بشدت اسیدی باشد تا آب قادر به اکسیده کردن یونهای تک ظرفیتی مس نباشد. در محیط اسیدی واکنش از راست به چپ حرکت کرده و مقداری از اکسید مس موجود در محیط احیاء می گردد. در حقیقت علت الکترولیز مس در محیط اسیدی همین مسئله می باشد. یک واکنش دیگر در الکترولیت به علت مجاورت هوا و حل شدن مقداری اکسیژن در الکترولیت انجام می گیرد که عبارتست از:



این واکنش نیز باعث مصرف انرژی می شود. برای رفع این عیب باید کوشش نمود که مقدار اکسیژن حل شده در الکترولیت به حداقل برسد بهمین دلیل نیز عمل تصفیه الکتریکی مس در درجه حرارت های ۵۰-۴۰ درجه سانتیگراد انجام می گیرد.

۳- تلفات مکانیکی :

این تلفات از عدم چسبندگی یونهای مس پس از خنثی شدن در روی کاتد بوجود می آید. بدین ترتیب مقداری مس که انرژی مصرف کرده در مرحله آخر روی کاتد رسوب نکرده و یا پس از رسوب از روی کاتد جدا شده و وارد لجن الکترولیز شده است. بطور کلی علت عمده نچسبیدن مس در روی کاتد بالا بودن دانسیته جریان است. در صنعت مواد آلی وجود دارند که اضافه کردن آنها به الکترولیت موجب منظم شدن رسوب مس در کاتد می شود.

۴- تلفات مس ناشی از ترکیب آن در آند :

در آند مس بصورت فلزی در اسید حل شده و بصورت محلول در می آید و اگر در آند مس بصورت ترکیبات دیگری وجود داشته باشد در این صورت بطور کامل در اسید حل نشده و وارد لجن الکترولیز می شود و بدین ترتیب تلفات مس افزایش پیدا می کند. تجربیات نشان می دهد که فقط نیمی از Cu_2O موجود در آند در مجاورت اسید بصورت محلول درآمده و نیم دیگر وارد لجن الکترولیز می شود. اگر آند شامل مقداری Cu_2S باشد، عملاً تمامی آن وارد لجن الکترولیز خواهد شد. بالاخره ترکیبات دیگر مانند Cu_7Te ، Ag_2Se ، $Cu SeAg$ و غیره عملاً به هیچ وجه در آند حل نشده و مستقیماً وارد لجن الکترولیز میگردند.

دانسیته جریان :

پس از برقرار شدن جریان برق بین آند و کاتد در اطراف آند یون Cu^{++} به تدریج افزایش یافته و برعکس در کاتد به تدریج بعلت رسوب کم می شود. این اختلاف غلظت در کاتد و آند بمرور توسط نفوذ یونها کاهش یافته ولی بهیچ وجه به حالت تعادل نمی رسد بنابراین پتانسیل بتدریج افزایش یافته و به پتانسیل فلزات نجیب نزدیک می شود و برعکس در اطراف کاتد پتانسیل کم شده و به پتانسیل فلزات ناننجیب تر نزدیک می شود حال مسلم است این اختلاف پتانسیل وقتی که شدت جریان بیشتری روی سطوح کاتد و آند وجود داشته باشد یا

بعبارت دیگر وقتی که دانسیته جریان زیاد شود تشدید خواهد شد. دانسیته جریان را میتوان طبق فرمول زیر خلاصه نمود.

$$D = \frac{I}{F} \text{ ویا } I = DF$$

دانسیته جریان. $D = Am^{-2}$

شدت جریان آمپر. I

مجموع سطوح آند و کاتد در. $F = m^2$

هر سلول الکترولیز.

عوامل بسیار در انتخاب دانسیته جریان موثر می باشند که این عوامل را بشرح زیر می توان خلاصه کرد.

۱- ترکیب مس در آند :

ترکیب مس در آند اثر مهمی روی راندمان جریان و رسوب ناخالصی ها در کاتد دارد مثلاً اگر مس آندیک دارای طلا و نقره زیاد باشد باید دانسیته جریان کم باشد تا حتی الامکان از وارد شدن نقره بصورت محلول در الکترولیت جلوگیری شود. وجود آرسنیک زیاد نیز همین اثر را دارد.

۲- واکنشهای ثانویه :

تجربه نشان میدهد اگر دانسیته جریان کم باشد، واکنشهای ثانویه تشدید میگردند.

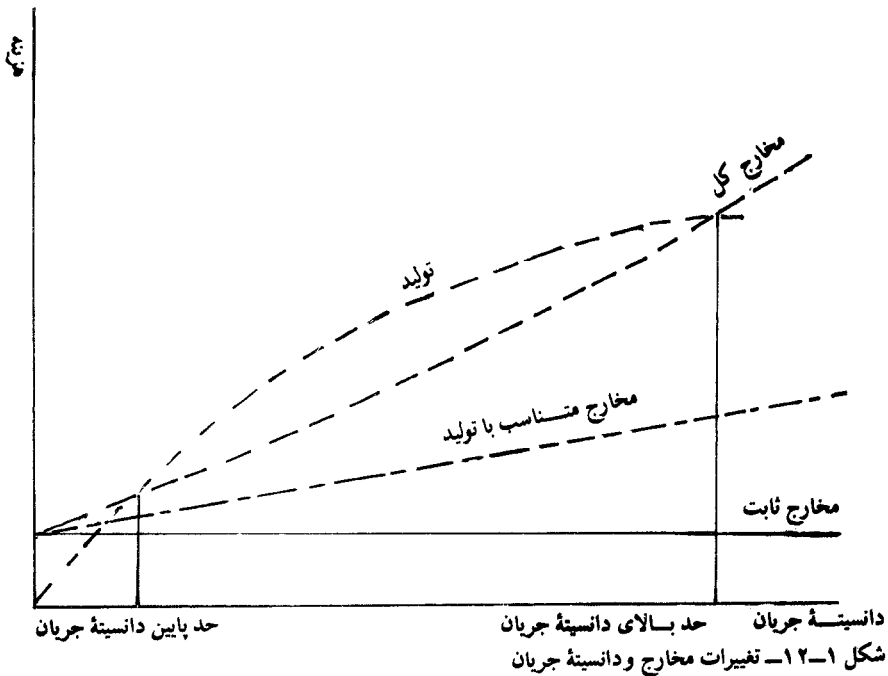
۳- درجه حرارت :

درجه حرارت روی واکنشهای ثانویه اثر مثبت داشته و آنها را تشدید می کند لذا حداقل دانسیته جریان بستگی بدرجه حرارت خواهد داشت مثلاً اگر عمل الکترولیز در ۲۵ درجه سانتیگراد انجام شود. حداقل دانسیته جریان یک آمپر در هر دسیمتر مربع است ولی اگر عمل الکترولیز در ۶۵ درجه سانتیگراد انجام شود. حداقل دانسیته جریان باید ۲ آمپر در هر دسیمتر مربع باشد در غیر اینصورت راندمان جریان در اثر واکنشهای ثانویه بشدت پائین خواهد بود.

۴- سرعت الکترولیت :

هر قدر سرعت الکترولیت در عبور از یک سلول الکترولیز به سلول دیگر بیشتر باشد، ناخالصیها کمتر فرصت رسوب روی کاتد را خواهند داشت و لذا می توان دانسیته جریان را بالاتر گرفت.

هر قدر دانسیته جریان بالاتر باشد، چسبندگی مس در روی کاتد کمتر شده و تلفات بیشتری خواهد داد. از طرف دیگر محصول یک کارخانه متناسب با دانسیته جریان است. هر قدر دانسیته جریان بیشتر باشد تولید مس کارخانه بیشتر بوده و در آمد حاصل از بهای مس تولید شده بیشتر خواهد بود. اگر در روی یک منحنی بهای محصول برحسب دانسیته جریان رسم شود و در روی همان منحنی مخارج ثابت و مخارج متناسب با محصول و بالاخره مخارج کلی نشان داده شود. حدود پائین و بالا برای دانسیته جریان بدست می آید که بدین ترتیب از روی این منحنی می توان بهترین مقدار را برای دانسیته جریان انتخاب کرد (شکل ۱-۱۲).



بدیهی است که اگر دانسیته جریان خارج از حدود مشخص شده در روی منحنی باشد بعلت تلفات زیاد مس و کم شدن راندمان جریان، کار مقرون بصرفه نخواهد بود. لازم بتذکر است که مخارج متناسب با محصول به ازای بالا رفتن محصول خطی نبوده و بصورت منحنی سیر

می کند. تولید نیز بازای دانسیته جریان خطی نبوده و اگر دانسیته جریان از حدی تجاوز کند عملاً مقدار تولید تفاوت چندانی نخواهد کرد. در هر حال حد پائینی دانسیته جریان حدود ۲-۱ آمپر در هر دسیمتر مربع بوده و حد بالائی آن نیز ۵-۴ آمپر در هر دسیمتر مربع می باشد.

پتانسیل لازم برای الکترولیز:

پتانسیل لازم برای الکترولیز عبارتست از:

$$U = e_a - e_c + e_{\text{pol}}A + e_{\text{pol}}C + IR_1 + IR_2$$

U = ولتاژ کلی به ولت

پتانسیل آند و کاتد را می توان از طریق قانون نرست طبق فرمول زیر محاسبه نمود.

$$e = e_0 + \frac{RT}{ZF} \log a_{\text{Cu}^{++}}$$

در مورد مس چون آند و کاتد هر دو از جنس مس هستند لذا این اختلاف پتانسیل با شدت جریان معمولی تقریباً صفر است.

پلاریزاسیون الکتروود e_{pol} عبارت است از اختلاف، بین پتانسیل در عمل و حالت ایده آلی طبق قانون نرست که این پلاریزاسیون آند یک و کاتد یک بسیار جزئی و در حدود چند میلی ولت است.

$$e_{\text{pol}}A = 0.01 \text{ ولت}$$

$$e_{\text{pol}}C = 0.04 - 0.08 \text{ ولت}$$

IR_1 عبارت است از اختلاف پتانسیل در الکتروودها و اتصالات که حدوداً برابر است با ۰/۰۸-۰/۰۴ ولت.

IR_2 عبارتست از اختلاف پتانسیل در الکتروولیت $V = IR$ که حدوداً برابر است با ۰/۱۳-۰/۱۱ ولت.

بنابراین پتانسیل لازم برای الکترولیز عبارتست از مجموع پتانسیل های ذکر شده که حدوداً ۰/۲۵-۰/۲ ولت در نظر گرفته می شود در عمل تنها عامل اصلی تعیین کننده اختلاف پتانسیل، مقاومت الکتروولیت در بین دو الکتروود است. مقدار مقاومت الکتروولیت بستگی به فاصله دو الکتروود، درجه حرارت و اسیدیته الکتروولیت دارد.

هر قدر درجه حرارت بالاتر و اسیدیته بیشتر باشد مقاومت کمتر خواهد بود. باید در نظر داشت که بالا بردن درجه حرارت الکتروولیت موجب تشدید واکنشهای ثانوی می گردد. با توجه

به این مطلب و اثر درجه حرارت روی مقدار انحلال اکسیژن در الکترولیت، درجه حرارت الکترولیت را در صنعت حدود ۶۰-۴۰ درجه سانتیگراد در نظر می گیرند.

فاصله دو الکتروود نیز بستگی به امکانات صنعتی دارد و از حد معینی نمی تواند کمتر باشد زیرا در این صورت ممکن است اتصالاتی بوجود آید. در هر حال حداقل این فاصله در حدود ۲۰-۱۵ میلیمتر است در فاصله کمتر، چون جابجائی و قرار دادن الکتروودها در سلول الکترولیز مستلزم دقت بیشتری خواهد بود لذا هزینه را بالا خواهد برد. در روش سری برای الکترولیز این فاصله کمتر بوده و در نتیجه اختلاف سطح کمتری برای الکترولیز لازم خواهد داشت.

در هر حال پتانسیل در صنعت برای الکترولیز بطریقه موازی در حدود ۰/۲۵-۰/۲ ولت بوده و برای روش سری در حدود ۰/۱۵ ولت می باشد و در نتیجه مصرف انرژی در حدود ۰/۲۵-۰/۱۵ کیلووات ساعت بازای هر کیلو گرم مس است.

ناخالصیهای همراه با مس در الکترولیت:

چون مس حاصل در کاتد باید کاملا خالص باشد لذا مسئله ناخالصیها و حد مجاز آنها در الکترولیت بسیار مهم بوده و باید بدقت بررسی شود و جریان کار را طوری باید ترتیب داد که اولاً غلظت ناخالصیها از حد معینی تجاوز نکرده و در ثانی روی کاتد رسوب نکنند. این ناخالصیها را به ۲ دسته تقسیم می کنند.

۱- ناخالصیهایی که نسبت به مس الکترو نگاتیو هستند.

۲- ناخالصیهایی که نسبت به مس الکترو پوزیتیو هستند.

۱- ناخالصیهای الکترو نگاتیو:

این ناخالصیها عبارتند از: $Sb \ As \ Bi \ Fe \ Co \ Ni \ Mn \ Cd \ Zn$

که در جدول شماره ۱-۱۲ دارای پتانسیل کمتری نسبت به مس هستند و لذا خطر حل شدن آنها وجود دارد. این دسته فلزات را از نظر رفتار در داخل الکترولیت به چند قسمت می توان تقسیم کرد.

الف- سرب: سرب موجود در آند بصورت سولفات در آمده و وارد لجن الکترولیز می شود. معهذا مقدار سرب در مس آند یک نباید زیاد باشد زیرا این عنصر روی آند، یک پوشش سربی تشکیل داده و مانع از حل شدن بعدی آند در اسید می گردد.

جدول شماره ۱-۱۲. پتانسیل استاندارد عناصر مهم در الکترولیت در 25°C

اختلاف پتانسیل	فعل انفعالات الکتروشیمیائی
۱/۴۲	$\text{Au}^{+++} + 3\text{e}^{-} = \text{Au}^{\circ}$
۰/۸	$\text{Ag}^{+} + \text{e}^{-} = \text{Ag}^{\circ}$
۰/۳۴	$\text{Cu}^{++} + 2\text{e}^{-} = \text{Cu}$
۰/۳۲	$\text{BiO}^{+} + 2\text{H}^{+} + 3\text{e}^{-} = \text{Bi} + \text{H}_2\text{O}$
۰/۲۵	$\text{HAsO}_4 + 2\text{H}^{+} + 3\text{e}^{-} = \text{As}^{\circ} + 2\text{H}_2\text{O}$
۰/۲۱	$\text{SbO}^{+} + 2\text{H}^{+} + 3\text{e}^{-} = \text{Sb}^{\circ} + \text{H}_2\text{O}$
۰	$2\text{H}^{+} + 2\text{e}^{-} = \text{H}_2$
-۰/۱۳	$\text{Pb}^{++} + 2\text{e}^{-} \rightarrow \text{Pb}^{\circ}$
-۰/۲۳	$\text{Ni}^{++} + 2\text{e}^{-} \rightarrow \text{Ni}^{\circ}$
-۰/۴۱	$\text{Fe}^{++} + 2\text{e}^{-} \rightarrow \text{Fe}^{\circ}$

ب - فلزاتی نظیر آهن، کادمیم، منگنز و روی: این عناصر در آند حل شده و بصورت سولفات محلول در می آیند و وارد الکترولیت می شوند (جدول شماره ۱-۱۲) و چون این فلزات دارای پتانسیل منفی هستند لذا هرگز در کاتد رسوب نمی کند و عملاً هیچگونه مزاحمتی روی الکترولیز ندارند بعضی عناصر نظیر آهن می توانند باعث تلفات الکتروشیمی شوند ولی چون با بالا رفتن غلظت آنها در الکترولیت، ترکیب تغییر میکند لذا بایستی هنگام تصفیه الکترولیت آنها را جدا کرد. (جدول شماره ۲-۱۲) در صد حلالیت بعضی عناصر مهم را در محلول الکترولیت در صد رسوب در کاتد و ته نشین شدن را در لجن الکترولیز نشان می دهد.

ج - فلزاتی مانند نیکل و قلع: این عناصر در آند حل شده، قسمتی بصورت محلول وارد الکترولیت می شود و قسمتی از آنها بصورت ترکیبات نامحلول در آمده و وارد لجن الکترولیز می گردد. (جدول شماره ۲-۱۲) مثلاً قلع بصورت O_2 وارد لجن الکترولیز می شود. از آنجائیکه نیکل عملاً بسیار مزاحم می باشد دقیقتر مورد ارزیابی قرار می گیرد. چنانچه میزان نیکل حدوداً از ۱۲-۲۲ گرم در لیتر تجاوز نماید باعث کم شدن خواص هدایت

جدول ۲-۱۲ درصد حلالیت یا رسوب یافته نشین شدن بعضی از عناصر در الکترو لیت، کاتد و لجن

ناخالصیها	در الکترو لیت %	در کاتد %	در لجن الکترو لیز %
Ag	۰	۲/۳	۹۷/۷
Au	۰	۱/۴	۹۸/۶
Se - Te	۰	۲/۴	۹۷/۶
Pb	۰	۱/۷	۹۸/۳
Ni	۹۴/۹	۱/۴	۳/۷
As	۷۳/۸	۱/۵	۲۴/۷
Sb	۴۰/۴	۲	۵۷/۶
Fe	۱۰۰	-	-

الکتریکی یونها در محلول الکترو لیت شده و راندمان الکترو لیز را تا حدی تقلیل می دهد. از طرفی با افزایش میزان غلظت نیکل در الکترو لیت خطر رسوب مقداری نیکل در کاتد نیز وجود دارد.

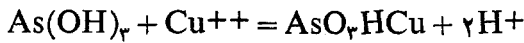
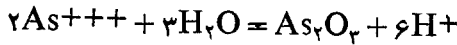
د- فلزاتی مانند آرسنیک، آنتیموان و بیسموت: این عناصر در آند حل شده و قسمت عمده آنها وارد الکترو لیت می شود و چون این فلزات عملاً بسیار مزاحم هستند، لذا آنها بطور دقیقتری مورد بررسی قرار می گیرند.

ارسنیک: ارسنیک مزاحم ترین عنصر برای الکترو لیز مس است. در ضمن این عنصر خواص مس را نیز کاملاً تحت تاثیر قرار داده و آنرا برای مصارف الکتریکی غیر قابل مصرف میسازد. پتانسیل نرمال ارسنیک حدود ۰/۲۵ ولت است (جدول شماره ۱-۱۲) که اگر با پتانسیل مس که ۰/۳۴ ولت است مقایسه شود ملاحظه می شود بسیار بهم نزدیک بوده و ارسنیک موجود در آند می تواند با آسانی بصورت محلول در الکترو لیت در آمده و در کاتد رسوب کند لذا کنترل این فلز در الکترو لیت بسیار مهم می باشد.

مقداری از ارسنیک بصورت ارسنیات یا سولفات راسب شده، وارد لجن الکترو لیز می شود. تجربه نشان می دهد که اگر مقدار ارسنیک در آند کمتر از ۰/۳٪ باشد تمامی ارسنیک عملاً وارد لجن الکترو لیز خواهد شد. وجود مقدار کمی قلع در مس آند یک رسوب ارسنیک را بشدت تسریع می کند و عملاً قلع هنگام رسوب تمامی ارسنیک موجود را بخود

جذب کرده وارد لجن الکترولیز می کند ولی اگر مقدار آرسنیک در مس آند یک از ۰/۳٪ تجاوز کند. آرسنیک بصورت محلول وارد الکترولیت می شود و اگر غلظت آن در الکترولیت از ۱۲ گرم در لیتر تجاوز کند در روی کاتد رسوب خواهد کرد. تجربه نشان می دهد در حالاتی که مقدار آرسنیک در مس آند یک بالا است عملاً ۷۰-۶۰٪ آرسنیک بصورت محلول وارد الکترولیت می شود.

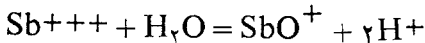
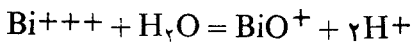
اضافه کردن بعضی از ترکیبات مانند ژلاتین در حدود ۰/۰۵٪ (حدود ۶۰-۴۰ گرم برای هر تن مس) و ۰/۰۱٪ کلر بصورت اسید کلریدریک یا نمک طعام باعث می شود که رسوب آرسنیک در کاتد به تاخیر افتد. وجود آرسنیک در الکترولیت باعث انجام یکسری



واکنشهای ثانویه می شود که نتیجه آن تلفات بیشتر مس و کم شدن راندمان جریان می باشد. یونهای تیروژن با صرف انرژی در کاتد خنثی شده بصورت گاز متصاعد می گردند ضمن آنکه ارسنیات مس تولید شده غیر محلول بوده و وارد لجن الکترولیز می شود.

بیسموت و آنتیموان:

بیسموت دارای پتانسیل نرمال ۰/۳۲ و آنتیموان دارای پتانسیل نرمال ۰/۲۱ ولت می باشند که کم و بیش به مس نزدیک بوده و باعث تلفات جریان می گردند. هر دو عناصر توسط آب اکسیده می شوند.



یونهای اکسید این فلزات بطرف کاتد حرکت می کنند. و روی آن رسوب کرده بدین ترتیب باعث ناخالص شدن مس کاتد یک می گردند. وجود مقدار کمی یون کلر باعث می شود که این اکسیدها بصورت $BiOCl$ $SbOCl$ در آمده و چون در الکترولیت نامحلولند لذا وارد لجن الکترولیز می شوند در نتیجه در ترکیب الکترولیت حتماً باید مقدار کمی یون کلر نیز وجود داشته باشد. اگر مقدار این عناصر در مس آند یک زیاد باشد، در آند تولید اکسی کلرور نموده و سطح آند را می پوشاند و بدین وسیله مانع از حل شدن بعدی آن می گردد.

۲- ناخالصیهای الکتروپوزیتیو:

این فلزات در جدول پتانسیل (جدول شماره ۱-۱۲) دارای پتانسیل بیشتری نسبت به مس هستند لذا بعلمت کافی نبودن انرژی بصورت محلول در آند در نمی آیند و بصورت فلزات یا ترکیبات دیگر وارد لجن الکترولیز می شوند. در بین این فلزات می توان از طلا و نقره و پلاتین نام برد. طلا عملاً بصورت فلزی و ترکیبات بین فلزی وارد لجن الکترولیز می شود در حالیکه نقره اگر دانسیته جریان بالا باشد مقداری بصورت محلول در می آید. برای آنکه از اتلاف نقره جلوگیری شود الکترولیت ها باید شامل یون کلر باشند تا نقره را بصورت کلورور نا محلول در آورده و راسب نماید. تجربه نشان داده است که ترکیبات نقره دار مانند Ag_2Te و Ag_2Se بصورت نامحلول باقی مانده وارد لجن الکترولیز می شوند.

عناصر اضافه شده به الکترولیت و اثر آنها:

مهمترین عناصر که به الکترولیت اضافه میشوند عبارتند از:

۱- کلر که اکثراً بصورت نمک طعام $NaCl$ به الکترولیت اضافه می شود هدف اصلی از اضافه کردن کلر، راسب کردن نقره و هم چنین آنتیموان بیسموت بصورت اکسی کلورور می باشد. مقدار کلر اضافه شده بستگی به مقدار بیسموت موجود در مس دارد. مثلاً در رود زیا که بیسموت زیاد است مقدار $NaCl$ اضافه شده تا حدود ۲۰ گرم بازای هر تن مس می رسد.

۲- مواد آلی (چسب) تجربه نشان داده است که در اثر اضافه نمودن بعضی مواد شیمیائی آلی سطح کاتد عاری از کریستالهای درشت و برجستگی ها روی آن که خطر ایجاد اتصال الکتریکی را دارند خواهد شد. لذا این ترکیبات باعث یکنواختی و ریزی کریستالها در سطح کاتد شده و بطور کلی باعث منظم شدن رسوب مس روی کاتد خواهند شد این مواد آلی عبارتند از:

الف - مواد شیمیائی گلو: Glue

مواد شیمیائی گلو از ترکیبات پیچیده اسید آمین ها بفرمول کلی $R - CH(NH_2) - COOH$ هستند که جهت منظم شدن رسوبها به الکترولیت در حدود ۰/۰۵-۰/۰۱ کیلو گرم بازاء هر تن مس کاتد یک تولید شده اضافه می گردد. از طرفی می توان مقدار کمی ژلاتین یا مازوویا مخلوطی از این ۲ و ۳ ترکیب آلی را اضافه نمود. مقدار مصرف آنها نیز حدوداً همانند گلو ۶۰-۴۰ گرم بازای هر تن مس کاتد یک است.

ب - مواد شیمیائی تیواوره: Thiourea

تیواوره بفرمول CH_4N_4S ماده بلوری بدون رنگ است که قابلیت حل شدن در آب را داراست و بصورت مخلوط با مواد شیمیائی گلويا ژلاتین به الکترولیت اضافه می شود. و اثر آن نیز یکنواخت و منظم نمودن رسوبها در سطح کاتد است. مقدار مصرف آن حدوداً ۸۰-۶۰ گرم به ازاء هر تن مس کاتد یک است.

سایر مواد آلی :

برای اهداف بخصوص در بعضی پالایشگاههای مس مواد شیمیائی دیگر نیز به الکترولیت اضافه می نمایند نظیر مواد شیمیائی با اسم تجاری ماگنافلوک Magnafloc R۱۴۰ که جهت رسوب نمودن لجن های شناور به الکترولیت اضافه می نمایند.

الکترولیت - الکترولیت مایعی است که در بین الکترودها جریان داشته و واکنشهای الکتروشیمیائی در داخل آن انجام شده و در نتیجه مس موجود در آن حل و در کاتد رسوب می کند. شرایط الکترولیت در اندمان انرژی و تلفات مس بسیار موثر می باشد. الکترولیت از سولفات مس و اسید سولفوریک آزاد تشکیل می شود. وجود سولفات مس زیاد باعث بالا رفتن مقاومت الکتریکی می شود ولی از آنجائیکه عدم وجود یا کمبود سولفات مس در الکترولیت باعث می شود که تیدروژن یا ارسنیک میل بیشتری برای حرکت بطرف کاتد پیدا کند و در روی آن رسوب نماید لذا در صنعت همواره باید مقدار سولفات مس در الکترولیت ثابت باشد. مقدار سولفات مس موجود در الکترولیت حدود ۴۵-۳۵ گرم مس در هر لیتر الکترولیت است. (جدول شماره ۳-۱۲) بالعکس وجود اسید آزاد مقاومت الکترولیت را پائین می آورد ولی اگر مقدار اسید آزاد از حد معینی تجاوز کند، در روی الکترودها با پدیده پلاریزاسیون روبرو خواهیم بود لذا مقدار اسید آزاد الکترولیت را به حدود ۲۲۰-۱۵۰ گرم اسید در لیتر (جدول شماره ۳-۱۲) محدود می کنند.

درجه حرارت الکترولیت نیز اثر مشابهی دارد. هر قدر درجه حرارت بالاتر باشد، هدایت الکتریکی الکترولیت بهتر خواهد بود. ولی بالا رفتن درجه حرارت باعث تشدید واکنشهای ثانویه می شود. جدول شماره ۳-۱۲ بعضی از پارامترهای مهم در الکترولیز مس را نشان می دهد.

البته بایستی تذکر داد که اختلافاتی در این اعداد در کارخانجات مشاهده می گردد که

بستگی به تجربیات امور پژوهشی مجتمع های مختلف مس دارد.

از طرف دیگر انرژی لازم برای گرم کردن الکترولیز خود مسئله مهمی را تشکیل می دهد. عبور جریان از داخل الکترولیت باعث گرم شدن آن میشود ولی درجه حرارت الکترولیت اگر گرمای خارجی به آن نرسد از حدود ۳۰-۲۰ درجه سانتیگراد تجاوز نخواهد کرد و برای گرم کردن بیشتر باید از بخار آب استفاده کرد که مصرف آن خود رقم مهمی را در هزینه الکترولیز تشکیل می دهد. امروزه اکثراً عمل الکترولیز در درجه حرارت حدود ۶۵-۴۵ درجه سانتیگراد انجام می گیرد. (جدول شماره ۳-۱۲).

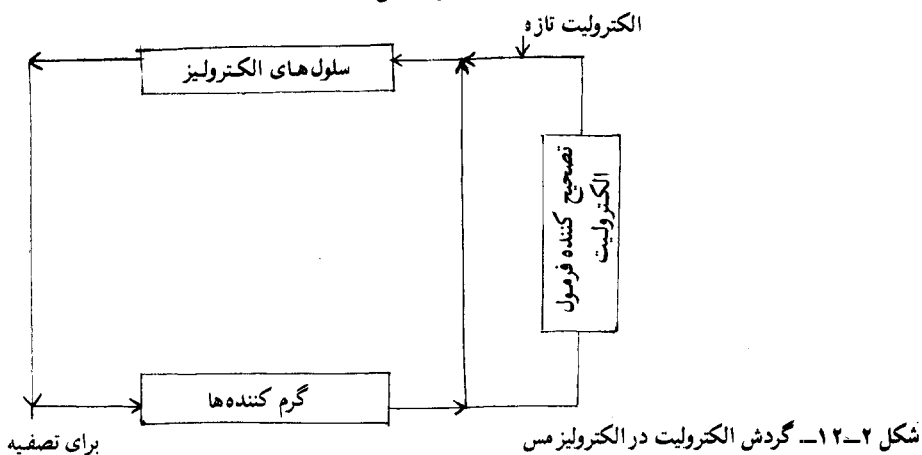
اگر سطح داخل سلول الکترولیز از مواد معدنی ساخته شده باشد، در این صورت درجه حرارت کمتری بکار خواهد رفت. باید متذکر شد که میزان تبخیر الکترولیت خود رقم بزرگی را تشکیل می دهد. مثلاً اگر درجه حرارت الکترولیز را ۵۰ درجه سانتیگراد در نظر بگیریم، مقدار تبخیر بازای هر متر مربع سطح الکترولیت حدود ۱۱۰ کیلوگرم بخار در ۲۴ ساعت خواهد بود. سرعت حرکت الکترولیت در رسوب ناخالصیها در روی کاتد اثر مستقیم دارد. هر قدر سرعت جدول شماره ۳-۱۲؛ میزان حداقل و حداکثر بعضی از پارامترهای مهم در الکترولیز طبق نظریه Butts

عناصر و پارامترها	حداکثر	حداقل
چگالی جریان به A/m^2	۲۷۵	۱۲۰
درجه حرارت الکترولیت (°C)	۶۵	۴۸
Cu	۵۲/۰	۳۴/۵
مقدار عناصر به گرم در لیتر H_2SO_4	۲۲۵/۰	۱۲۵/۰
Ni	۲۱/۱	۱/۵
Fe	۶/۰	۰/۲
As	۱۲/۰	۰/۵
Sb	۰/۸	۰/۳
Cl	۰/۰۴۵	۰/۰۰۳
مواد اضافی به گرم در هر تن مس کاتود یک	۳۵	-
سرعت جریان از حوضی به حوض دیگر به l/min	۲۲/۴	۶/۴

بیشتر باشد در این صورت ناخالصیها کمتر فرصت کافی برای رسوب روی کاتد خواهد داشت البته سرعت الکترولیز نباید آنقدر باشد که مانع رسوب نامحلولها و ته نشین شدن لجن الکترولیز گردد. سرعت الکترولیت در حدود ۱۵۰۰-۳۰۰ لیتر بر ساعت (جدول شماره ۳-۱۲) می باشد.

الکترولیز و گردش الکترولیت :

بطور کلی شمای گردش الکترولیت مطابق شکل ۲-۱۲ میباشد.



شکل ۲-۱۲- گردش الکترولیت در الکترولیز مس

محلول الکترولیت وارد حوضچه های الکترولیز شده و عمل الکترولیز را انجام می دهد. هنگام خارج شدن الکترولیت مقداری ناخالصی در خود حل نموده و هم چنین مقداری از اسید آزاد خود را از دست می دهد و این اسید آزاد تبدیل به سولفات مس می شود. چون حرکت یون سولفات مس از یون اسید کندتر است لذا مقاومت الکترولیت بالا می رود و باید فرمول آن تصحیح شود. از طرف دیگر غلظت ناخالصیها بتدریج در الکترولیت بالا رفته و آنرا محتاج تصفیه می کند لذا الکترولیت پس از خروج از سلول الکترولیز، قسمتی از آن که در حدود ۶-۲٪ کل الکترولیت است جدا شده و به قسمت تصفیه الکترولیت می رود و بقیه الکترولیت وارد قسمت گرم کننده شده و درجه حرارت آن بحدود ۶۰ درجه سانتیگراد می رسد. قسمتی از این الکترولیت مستقیماً به سلول الکترولیز وارد شده و قسمتی از طریق سلولهای تصحیح کننده ترکیب الکترولیت مجدداً وارد سلول الکترولیز می شود. معمولاً در اثر واکنشهای ثانویه مقدار غلظت یون مس در الکترولیت بالا رفته و مقداری از اسید آزاد آن مصرف می شود قسمت تصحیح کننده فرمول الکترولیت از حوضچه های الکترولیز تشکیل شده است که در آن آند غیر محلول است و معمولاً از سرب تشکیل می شود. الکترولیت هنگام عبور از این حوضچه ها در اثر

الکترولیز مقداری از مس خود را روی کاتد رسوب داده و در نتیجه از مقدار مس الکترولیت کم شده و بر مقدار اسید آزاد آن افزوده می گردد و بدین ترتیب مقاومت الکترولیت پائین می آید. این عمل را تصحیح فرمول الکترولیت می نامند.

بطور کلی الکترولیت حاوی ۳۵-۴۵ گرم مس بصورت سولفات و ۲۲۰-۱۵۰ گرم اسید سولفوریک آزاد در لیتر است. برای جبران مقدار الکترولیتی که برای تصفیه خارج شده است الکترولیت تازه به مدار اضافه می گردد.

تصفیه الکترولیت :

الکترولیت در جریان کار دستخوش تغییراتی بشرح زیر می گردد.
الف - مقداری از آب آن بخار شده و در نتیجه بر غلظت مواد محلول در آن افزوده می شود.

ب - بر مقدار سولفات مس افزوده شده و از اسید آزاد آن کاسته می شود.

ج - پیوسته در ناخالصیها تغلیظ شده و بمقدار آنها افزوده می شود.

د - در جریان کار سرد شده و از حرارت آن کم می شود.

اشکالات الف و ب را با افزودن آب و هم چنین عبور الکترولیت از جوشچه های تصحیح کننده فرمول که در قسمت شمای الکترولیز شرح آن داده شد می توان رفع کرد و همچنین با عبور دادن الکترولیت از قسمت گرم کننده می توان مجدداً درجه حرارت آنرا بحد لازم رساند. فقط وجود ناخالصیها است که در الکترولیت پیوسته روهه افزایش بوده و اگر مقدار آنها از حد معینی تجاوز کند، در عمل تصفیه الکتریکی اختلال نموده و مانع از تصفیه مس می شود.

میزان مجاز ناخالصیها در الکترولیت بستگی بروش الکترولیز دارد و بطور کلی این حد مجاز در روش الکترولیز بطریق سری ارقام کمتری را نسبت به الکترولیز به روش مضاعف نشان می دهد.

نوع ناخالصی	As	Sb	Ni	Fe	Cl
سیستم مضاعف	۱۲ gr/lit	۱ gr/lit	۱۶ gr/lit	۱۰ gr/lit	۱/۴۵ gr/lit
سیستم سری	۸	۰/۸	۲	۲/۵	۱/۱۰

جدول فوق حد مجاز ناخالصیها را در الکترولیت برای هر یک از روش ذکر شده نشان می دهد.

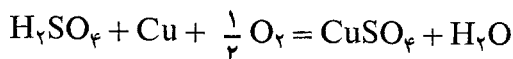
اگر مقدار ناخالصیها بحدود مذکور برسند باید همه الکترولیت مورد تصفیه قرار گیرد ولی عملاً در صنعت بطور دائم ۶-۲٪ الکترولیت پیوسته از مسیر خارج شده و مورد عمل تصفیه قرار می گیرد. برای تصفیه الکترولیت دوروش وجود دارد که عبارتند از:

الف - تبلور.

ب - الکتریکی .

الف - تصفیه الکترولیت توسط تبلور:

در این روش ابتدا الکترولیت را از روی ذرات کوچک مس عبور می دهند تا اسید آزاد موجود در آن با مس در مجاورت هوا وارد ترکیب شده و مطابق فرمول زیر تولید سولفات مس کند.



این عمل را آنقدر ادامه می دهند تا مقدار اسید آزاد به کمتر از ۱٪ برسد. سپس محلول حاصل را تبخیر می کنند تا غلظت سولفات مس بالا رود. عمل تبخیر را تا آنکه غلظت محلول به ۴۳ درجه بومه برسد ادامه داده و سپس می گذارند تا سرد شود. در اثر سرد شدن ۹۰-۸۰٪ مس موجود در محلول بصورت $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ متبلور می شود که آنرا جدا کرده و برای ساختن الکترولیت تازه از آن استفاده می کنند. اگر محلول باقی مانده بغیر از مس حاوی فلزات نسبتاً گران مانند نیکل و غیره نباشد بقیه مس موجود در محلول را توسط آهن راسب نموده و بقیه محلول را دور می ریزند ولی چنانچه محلول شامل مقدار قابل توجهی نیکل باشد در این صورت آنرا مجدداً تبخیر نموده و غلظت آنرا بحدود ۵۵ بومه می رسانند و می گذارند تا سرد شود. در اینصورت عملاً تمامی نیکل و مس بصورت سولفات متبلور شده و جدا می شوند.

ب - تصفیه الکترولیت توسط الکترولیز (بلوکهای تصحیح کننده):

در این روش محلول الکترولیت را وارد یکسری حوضچه های الکترولیز می کنند. در این حوضچه ها آندها غیر حل شونده و از جنس سربی بوده و کاتد از مس خالص ساخته شده است که اصول آن در مبحث متالورژی تر بحث خواهد شد.

این حوضچه ها معمولاً از دوسری حوضچه مجزا از هم تشکیل شده است و الکترولیت ابتدا وارد حوضچه های سری اول می شود. در این سلول ها الکترولیت دارای سرعت حرکت بسیار زیاد بوده و سرعت آن بحدود ۱۴۰۰ لیتر بر ساعت می رسد. دانسیته جریان در حدود ۳۰۰-۲۰۰ آمپر بر متر مربع است و غلظت مس الکترولیت پس از عبور از این حوضچه ها بحدود ۴۵-۱۵ گرم در لیتر می رسد. در این شرایط عملاً آرسنیک موجود در الکترولیت قادر به

نشستن در روی کاتد نیست زیرا هم دانسیته جریان برای رسوب آرسنیک مناسب نیست و هم بعلت سرعت زیاد الکترولیت یونهای آرسنیک فرصت کافی برای رسوب روی کاتد را بدست نمی آورند. بدین ترتیب در این حوضچه ها عملاً مقدار عمده مس از الکترولیت گرفته می شود. مس های تولید شده در کاتد در این مرحله مرغوب و با کیفیت تجارتمی بوده و قابل فروش می باشد. سپس الکترولیت وارد سری دوم حوضچه ها می شود. در این حوضچه ها باز آندسربی و کاتد مس خالص است. سرعت الکترولیت در این حوضچه ها بحدود ۲۵۰ لیتر بر ساعت تنزل یافته و دانسیته جریان بحدود ۴۰۰-۳۰۰ آمپر بر متر مربع می رسد در ضمن غلظت مس بحدود ۸-۱۵ گرم در لیتر نزول یافته است در نتیجه شرایط مناسب برای رسوب همزمان آرسنیک و مس در روی کاتد فراهم می شود. عملاً در این حوضچه ها تمام آرسنیک و آنتیموان و سپس مس روی کاتد رسوب می کنند. مس های تولید شده در کاتد در این مرحله نامرغوب بوده لذا بایستی به قسمت ذوب و آند ریزی عودت داده شوند. محلول هنگام خروج از این حوضچه ها حاوی نیکل و کبالت زیاد بوده و مقدار مس آن بحدود ۸-۰/۲ گرم در لیتر تنزل یافته است. در صورتیکه مقدار آرسنیک زیاد باشد بایستی روی حوضچه های مرحله دوم را با سر پوشهای مخصوص احاطه نمود چون خطر متصاعد شدن گاز سمی AsH_3 وجود دارد. در بعضی پالایشگاههای مس حتی محلول به حوضچه های مرحله سوم که با سر پوش های مخصوص تعبیه شده هدایت می گردند. شرایط کاری در این حوضچه ها مثل مرحله دوم بوده و غلظت مس حدوداً ۸-۰/۲ گرم در لیتر است. کاتدهای تولید شده در این مرحله نیز بسیار نامرغوب بوده و به قسمت ذوب و آند ریزی برگشت داده می شود. محلول هنگام خروج از این حوضچه ها قاعداً حاوی نیکل و کبالت زیادی است. که با تبخیر می توان این عناصر را بصورت سولفات متبلور کرده و جدا نمود و یا اینکه محلول بطور کلی بقسمت بازیابی نیکل و کبالت فرستاده می شود. بطور کلی این دو طریقه هر دو در صنعت رواج کافی دارند. روش تبلور مستلزم سرمایه گذاری و همچنین نیروی کار بیشتر بوده و روش الکترولیز ساده تر و سرمایه گذاری کمتری دارای مصرف انرژی بیشتری است. انتخاب هر یک از این روشها بستگی به بهای انرژی و نیروی کار و دیگر شرایط اقتصادی دارد.

الکترولیز و سیستمهای مختلف آن :

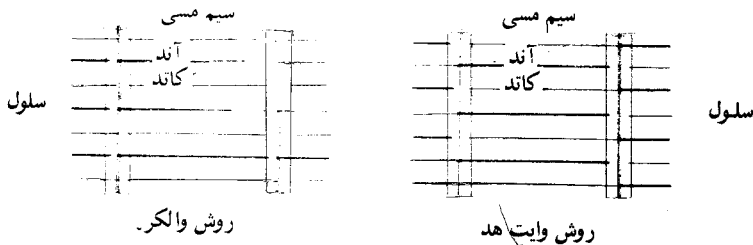
برای الکترولیز مس دو روش در صنعت معمول است که عبارتند از :

۱- طریقه مضاعف :

در این روش کاتدها و آندها بطور موازی با یکدیگر قرار گرفته اند. بین هر دو کاتد یک آند وجود دارد. تمام الکترودها به جریان برق اتصال داشته و اختلاف سطح در حوضچه یکسان ولی شدت جریان بین الکترودها تقسیم می شود. در هر حوضچه الکترولیز تعداد ۶-۴-۲۸ آند و معمولاً همانقدر یا بیشتر کاتد قرار دارد. بطور معمول هر ۲۰-۹ حوضچه یک بلوک را تشکیل می دهند. در بلوک حوضچه ها بطور سری قرار گرفته اند ولی در داخل حوضچه ها کاتد و آند بطور موازی با یکدیگر هستند. اختلاف سطح هر بلوک حدود ۴-۵/۲ ولت بوده و هر حوضچه دارای اختلاف سطحی حدود ۲/۰ ولت است. شدت جریان در هر بلوک حدود ۱۱۰۰۰-۵۰۰۰ آمپر می باشد.

در شکل ۳-۱۲ دو سیستم مختلف طریقه مضاعف را نشان می دهد. در سیستم والکر Walker هیچ اتصال مستقیمی بین کاتدها در حوضچه و آند در حوضچه دیگر وجود ندارد و بنابراین اتصالات تمام شدت جریانی که در کاتدهای موجود در یک حوضچه عبور می کند به آندهای دیگری می رساند. لذا می توان سطح مقطع اتصالات را کوچک در نظر گرفت و معمولاً سطح مقطع آنرا مستطیل شکل در نظر میگیرند. آندها و کاتدها در حوضچه توسط عایق های مخصوص از یکدیگر مجزا هستند در سیستم وایت هد Whithead کاتدهای موجود در یک حوضچه تماس مستقیم با آندهای حوضچه دیگر دارند و بنابراین سطح مقطع اتصالات بایستی با توجه به شدت جریان عبور داده شده طراحی گردد. امروزه بیشتر در پالایشگاههای مس از روش والکر Walker استفاده می نمایند.

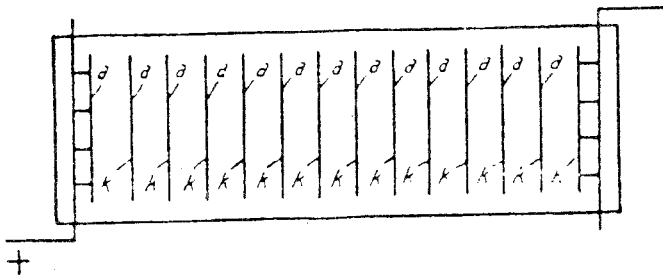
الکترولیت از یک بلوک به بلوک دیگر جریان دارد و برای آنکه جریان الکترولیت بطور طبیعی انجام گیرد. بین هر بلوک یک اختلاف سطح در حدود ۲۰ سانتیمتر وجود دارد.



شکل ۳-۱۲- سیستم اتصال آند و کاتد در سلولهای الکترولیز بطریق مضاعف

۲- طریقه سری :

در این روش الکترودها بطور سری قرار گرفته اند و تمامی الکترودها جریان کل را دریافت می کنند ولی اختلاف سطح کل بین آنها تقسیم می شود. بدین ترتیب فقط الکتروده اول و آخر بمدار جریان وصل می باشند. هر حوضچه شامل ۱۵۰-۱۰۰ الکتروده می باشد. اختلاف سطح حوضچه ۳۰-۲۰ ولت بوده و شدت جریان ۵۰۰-۸۰ آمپر می باشد. هر آند بصورت کاتد برای الکتروده بعدی است. در حقیقت هر الکتروده در یک سطح بصورت کاتد و در سطح دیگر بصورت آند رفتار می کند. بعبارت دیگر پیوسته یک سطح الکتروده حل شده و در روی سطح دیگر آن مس خالص رسوب می کند. شکل ۴-۱۲ طریقه سری را نشان می دهد.



شکل ۴-۱۲- سیستم اتصالات آند و کاتد در سلولهای الکترولیز بطریق سری

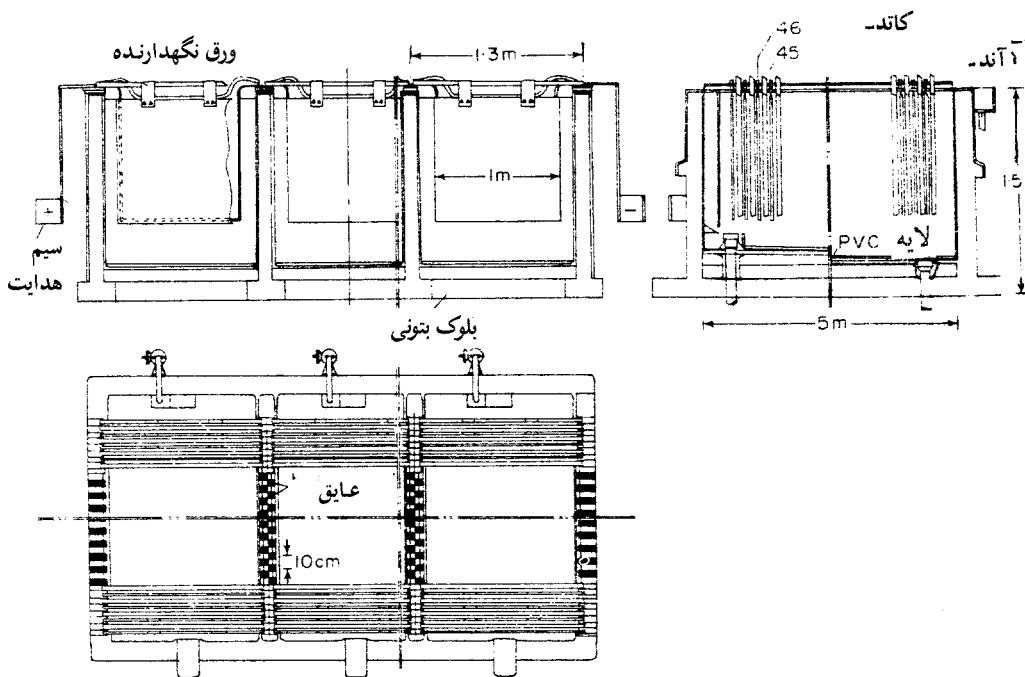
آند و کاتد :

آند بکار رفته در سیستم مضاعف از طریق ریخته گری بدست می آید. معمولاً مس تصفیه شده حرارتی در دستگاههای اتوماتیک ریخته گری آند، ریخته می شود. این آندها ۳۲-۴۰ میلیمتر ضخامت داشته و مربع شکل هستند و ابعاد آنها حدود ۱۲۰۰-۹۱۵ میلیمتر است. آندها دارای دو گوش می باشند که روی میله مس هادی جریان قرار می گیرند و از این طریق جریان الکتریسته را دریافت می کنند. وزن این آندها ۳۰۰-۲۴۰ کیلوگرم است و معمولاً ۲۸-۲۴ روز در الکترولیت مانده و سپس باقی مانده آن که حدوداً ۲۰-۱۳ درصد کل وزن آنرا تشکیل می دهد خارج و به قسمت ذوب برگشت داده می شود.

آند در سیستم سری باید دارای مشخصات مخصوصی باشد و برای آنکه مس در روی آنها رسوب کند باید دارای سطح کاملاً صاف باشند لذا اکثراً از طریق نورد آنها را می سازند. بطور معمول آند برای طریقه سری، از چند ورقه نازک مس نورد شده ساخته می شود. در بعضی نقاط ورقه های نازک مس ریخته شده را بهم چسبانده و آند می سازند. تعداد این ورقه های

نازک ریخته شده ۵-۴ عدد است. ضخامت این آندها حدود ۱۶-۸ میلیمتر می باشد. روی سطحی را که باید مس رسوب کند با اندوهای مخصوصی می پوشانند تا جدا شدن مس رسوب کرده، در روی آنها آسان باشد. ممکن است سطح آند را با گرافیت نیز پوشانید.

کاتد در سیستم مضاعف ورقه های نازک مس کاملاً خالص بضخامت ۶-۵ میلیمتر است که روی سطح آنرا با گرافیت یا صمغ می پوشانند. کاتدها معمولاً نصف طول عمر آندها یعنی ۱۴-۱۲ روز در الکترولیت مانده و سپس خارج می گردند. بطور کلی فاصله دو آند متوالی از محور آنها در سیستم مضاعف ۱۱۵-۷۰ میلیمتر بوده و فاصله دو الکتروود متوالی در روش سری ۴۰-۳۰ میلیمتر می باشد. جدول شماره ۴-۱۲ مشخصات بعضی از پالایشگاههای مس مهم جهان را نشان می دهد و شکل ۵-۱۲ یک سلول الکترولیز و طرز قرار گرفتن کاتدها و آندها را بطور شماتیک برای یک سیستم والکر نشان می دهد



شکل شماره ۵-۱۲- سلول الکترولیز و طرز قرار گرفتن کاتد و آندها در آن

حوضچه های الکترولیز در گذشته از چوب ساخته میشد که از درون آنها را توسط یک ورقه سربی می پوشانند. این روش امروزه متروک شده است و حوضچه های جدید اکثراً بتونی مقاوم

جدول شماره ۴-۱۲ الف مشخصات بعضی از پالایشگاه‌های مهم ایران و جهان

	شرکت ملی صنایع مس ایران	Metallurgie Hoboken	CCRD ivsion Noranda Inc.	Magma CopperCO	BICC Metals Ltd.
تولید سالانه (به هزار تن)	۱۴۵	۳۳۰	۳۷۲	۱۹۶	۶۰
وزن کاتد به [kg] محتوی الکترولیت به g/lit	۷۰-۱۳۰	۱۲۰	۷۰-۱۱۰	۱۶۵	۱۲۰-۱۶۰
Cu	۴۰	۴۰	۴۲/۲	۴۸-۴۹/۵	۴۲
H ₂ SO ₄	۲۰۰±۲۰	۱۹۰	۱۵۰	۱۹۶-۲۰۰	۱۸۰
As	۲/۹۹	۴-۷	۵	۰/۱۷	۷
Sb	۰/۴	۰/۵	۰/۴۵	۰/۱۴	۰/۱۵
Bi	۰/۱۰۰۶	۰/۰۴-۰/۰۶	۰/۰۹	<۰/۱۰۰۸	۰/۰۱۵
Ni	۶/۵	۶-۹	۱۷/۱	۲/۷	۱۵
Cl	۴۰ ppm	۰/۰۴	۰/۳۱	۰/۰۲۲-۰/۰۲۶	۰/۰۲۵
Fe	۳/۳	-	-	-	-
درجه حرارت الکترولیت [°C]	۶۵	۵۹-۶۱	۶۰-۶۶	۶۲-۶۷	۶۳
سرعت جریان از حوض به حوض دیگر به m ² /min	۰/۰۲۷	۰/۰۲۵	۰/۰۱۹	۰/۰۱۳	۰/۰۲۲
چگالی جریان A/m ²	۲۱۰	۲۲۰	۲۵۸	۲۳۸	۲۰۵
مقدار ولتاژ هر سلول به ولت	۰/۲۵	۰/۲۶۵	۰/۲۵	۰/۲۲۵	۰/۳۲
مصرف برق برای تولید هر تن مس Kwh/tonne	۳۰۰	۲۶۵	۲۳۲	۱۶۲ Dc	۳۵۰

جدول شماره ۴-۱۲ ب مشخصات بعضی از پالایشگاههای مهم ایران و جهان

	شرکت ملی صنایع مس ایران	Metallugie Hoboken	CCR Division Noranda	Magma Copper	BICC Metals
تعداد سلولهای الکتریکی	۹۶۰	۲۱۰۰	۱۷۶۴	۱۰۰۸	۳۰۰
پوشش مخزن الکترولیت از نوع	آلیاژ سرب	آلیاژ سرب	آلیاژ سرب	پارالینو pvc	پارالینر
اندازه داخل سلولها به متر	۵/۳×۱/۰۴×۱/۴	۳/۷×۱/۰۴×۱/۲۵	۵/۰۵×۱/۱۰×۱/۲۵	۴/۷۵×۱/۰۹×۱/۲	۴/۸۳×۱/۲۴×۱/۲۲
تعداد آندها و کاتدها در هر سلول آندها:	۵۰/۴۹	۳۷ و ۳۶	۴۸/۴۹	۴۶/۴۵	۴۵ و ۴۶
درصد مس (%Cu) اندازهها به متر	۹۹/۷	۹۸/۸	۹۹/۱۷	۹۹/۸۷	۹۹/۶
LxWxT	۱×۱×۰/۰۴	۰/۸۳×۰/۸۹×۰/۰۲	۰/۸۳×۰/۹۰×۰/۰۴	۰/۸۲×۰/۸۴×۰/۰۵	۱/۱۱×۱/۰۸×۰/۰۴
وزن به کیلوگرم	۳۳۰	۳۰۰	۲۹۲	۳۷۰/۵	۳۳۰
فاصله بین آندها و کاتدها به متر	۰/۰۱	۰/۰۰۹۸	۰/۰۱۰۱	۰/۰۱۰۱	۰/۰۱۰۲
مدت به روز	۲۸	۲۲-۲۳	۲۱	۲۸	۲۱
درصد قراضهها کاتدها:	۲۵	۱۶	۱۷	۱۳	۱۸
مدت به روز	۱۴	۱۱-۱۲	۱۰-۱۱	۱۴	۹-۱۲
وزن کاتد در هنگام شروع به (Kg)	۵/۵-۶	۵/۸	۶/۴	۶/۱	۷
درصد مس در کاتدها	۹۹/۹۷	۹۹/۹۹	-	۹۹/۹۹۵	۹۹/۹۹۸

در مقابل اسید بوده و سطح داخل آنها توسط یک لایه پلاستیک مقاوم در مقابل اسید سولفوریک و یا یک لایه ورقه سربی پوشانده شده است (جدول شماره ۴-۱۲ الف و ب)

از نقطه نظر مقایسه دو روش باید گفت که در روش مضاعف آند می تواند ناخالصی بیشتری داشته باشد و عملاً مس هائی که مقدار ناخالصی آنها تا ۱/۲٪ می رسد در این روش قابل تصفیه هستند در حالیکه در روش سری چون فاصله الکترودها بسیار کم است. ناخالصی های موجود در سطح آند به سادگی می توانند به کاتد منتقل شوند لذا مسی در این روش می تواند مورد تصفیه قرار گیرد که ناخالصی کمتری داشته باشد و عملاً در این روش مس مورد تصفیه باید حداکثر حدود ۰/۳٪ ناخالصی داشته باشد. در سیستم مضاعف تلفات مس که بصورت قطعات نسبتاً درشت از آند جدا شده و وارد لجن الکترولیز می شود بیشتر است و از طرف دیگر چون تمام الکترودها به مدار الکتریسته اتصال دارند تلفات انرژی در این اتصالات بیشتر است در حالیکه در روش سری فقط دو الکتروده اول و آخر بمدار متصل هستند در نتیجه می توان در روش اتصال الکتریکی دقت بیشتری بکار برد و لذا تلفات ناشی از این اتصالات بسیار کمتر از روش مضاعف خواهد بود. فاصله بین الکترودها در روش مضاعف بیشتر بوده و در نتیجه مقاومت الکترولیت بیشتر خواهد بود و بهمین دلیل است که اختلاف سطح در روش مضاعف حدود ۰/۲۲-۰/۱۸ ولت بوده ولی در روش سری این عدد حدود ۰/۱۵ ولت است و راندمان انرژی در مورد روش سری بیشتر خواهد بود. در روش سری چون اختلاف سطح در بلوک بالا است (۳۰-۲۰ ولت) لذا امکان برقرار اتصالی بیشتر از روش مضاعف است. با وجود مزایائی که برای روش سری در بالا شرح داده شده معهداً در صنعت از روش مضاعف استفاده می کنند و کار برد روش سری بسیار کم است. دلیل آنرا بطور کلی می توان بشرح زیر خلاصه کرد.

۱- مسی که در تصفیه حرارتی بدست می آید بیش از حد مجاز برای روش سری ناخالصی دارد.

۲- هزینه ساختن آند برای روش سری بیشتر بوده و توام با دقت و اشکالات فراوان است.

۳- بطور کلی هزینه دستمزد روش سری از روش مضاعف بیشتر است.

۴- کاربرد روش سری مستلزم دقت بیشتر در کار قرار دادن الکترودها در حوضچه (بمناسبت فاصله کم آنها از یکدیگر) و بالاخره مستلزم دارا بودن تجربه بیشتر می باشد.

۵- الکترولیتی که برای روش سری بکار میرود باید خالصتر بوده و مراقبت بیشتری در ترکیب آن بعمل آید.

بطور کلی اگر تصفیه الکتریکی با دقت انجام گیرد، تلفات مس در آن بسیار کم بوده و قسمت عمده تلفات مس قطعاتی است که از آند کنده شده و وارد لجن الکترولیز می شوند که این مسئله بستگی به مشخصات ماشین اتوماتیک ریخته گری آند دارد. در هر حال تلفات مس حدود $0.7/3-0.0/3$ می باشد که قسمت عمده آن در لجن قابل بازیابی می باشد.

طرز کار الکترولیز:

الکترولیز مس معمولاً از بلوکهای مختلفی تشکیل شده نظیر بلوکهای تجارنی و بلوکهای تولید ورقهای اولیه.

بلوکهای تجارنی:

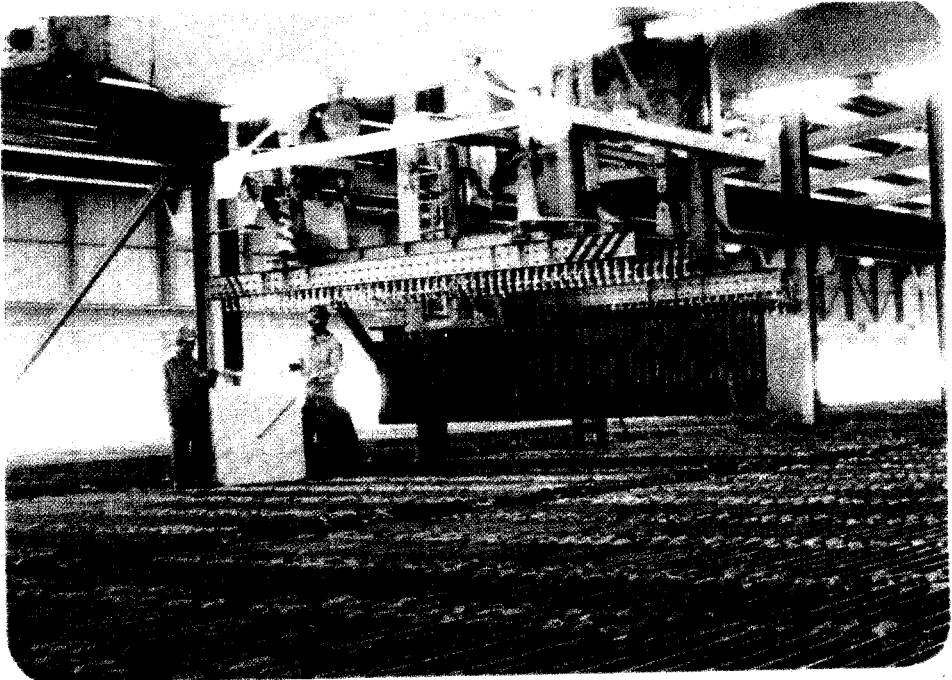
این قسمت معمولاً از تعدادی حوضچه که حاوی آند و کاتد است تشکیل شده که تعداد آنها براساس میزان تولید سالیانه کاتد طراحی می گردند شکل ۶-۱۲. طرز کار در پالایشگاه بطور مختصر بشرح زیر است.

ابتدا آندها توسط جرثقیل در حوضچه ها قرار می گیرند شکل (۷-۱۲) حوضچه حاوی الکترولیت است یا اینکه بعد از قرار گرفتن آندها در آن الکترولیت را بگردش در می آورند سپس جریان برق وصل شده و کاتدهای اولیه توسط جرثقیل در الکترولیت قرار خواهند گرفت. البته طرز کار در پالایشگاهها طبق تجربیات می تواند تا حدی با یکدیگر در جزئیات متفاوت باشد. بعد از حدوداً ۱۴-۱۲ روز جریان برق قطع شده و کاتودهای تولید شده بوزن حدوداً ۱۵۰-۱۰۰ کیلو گرم توسط جرثقیل بخارج حمل می شوند. آندهای مربوطه حدوداً ۲۸-۲۴ روز در الکترولیت مانده و سپس باقی مانده آنها که حدوداً ۲۰-۱۳ درصد کل وزن آند را تشکیل می دهند بعنوان قراضه خارج کرده و بقسمت ذوب فرستاده می شوند.

در عملیات الکترولیز بایستی دقت و کنترل کافی بخصوص در مورد اتصالات کوتاه که توسط برجستگیها روی کاتد و یا نداشتن خاصیت مناسب فیزیکی آندها بوجود می آید صورت گیرد. در پالایشگاههای مدرن این اتصالات توسط دستگاه اشعه ایکس مرتب تحت کنترل و مراقبت قرار می گیرند از طرفی بایستی میزان مس و اسید سولفوریک بطور روزانه و سایر ناخالصیها بطور هفتگی و ماهانه تحت کنترل و مراقبت باشند تا خطرات ذکر شده بوجود نیاید.



شکل ۱۲-۶- سالن الکترولیز بالایشگاه مجتمع مس سرچشمه



شکل ۱۲-۷- طرز قرار گذاشتن آندها و کاتدها در سالن الکترولیز بالایشگاه مس سرچشمه

بلوکهای ورقهای اولیه :

بلوکهای ورقهای اولیه معمولاً دارای مشخصاتی نظیر بلوکهای تجارتي است. با این تفاوت که جنس آنها از مس اندیک مرغوبتر و کاتدها از جنس مس خالص و یا فولادهای ضد زنگ و یا تیتانیوم انتخاب شده اند. پس از برقراری جریان برق حدوداً بعد از ۲۴ ساعت قشری به ضخامت ۰/۵-۰/۳ سانتیمتر و وزن حدوداً ۵ کیلوگرم روی کاتد رسوب نموده که توسط دستگاههای مخصوص از روی کاتد کشیده شده بعنوان ورقهای اولیه در بلوکهای تجارتي مورد استفاده قرار می گیرند.

تصفیه لجن الکترولیز:

لجن ته حوضچه های الکترولیز را هنگام عوض کردن آنها خارج می کنند. این لجن شامل تمام طلا، نقره و فلزات گرانبهای دیگر موجود در مس آند یک می باشد. همراه این فلزات گاهی اوقات مقدار کمی تلور و سلنیم نیز وجود دارد. بقیه لجن را فلزاتی نظیر آهن، مس نیکل و غیره تشکیل می دهند. مقدار مس موجود در لجن حدود ۵۰-۲۰٪ است.

عناصر موجود در لجن بصورت ترکیبات مختلف در لجن یافت میشوند که مهمترین نوع و ترکیبات آنها در جدول شماره ۵-۱۲ درج شده است:

وزن لجن در حدود ۲-۵/۰ درصد وزن آند بکار رفته در حوضچه می باشد. بازیابی فلزات قیمتی از لجن الکترولیز معمولاً بطرق مختلف صورت می گیرد ولی امروزه متداولترین روش استفاده از کوره های شعله ائی مخصوص که در انگلیسی با اسم **Dore Furnace** معروفند انجام میگردد با این روش بهتر می توان فلزات جنبی را نیز بدست آورد. برای این منظور ابتدا لجن را از داخل یک غربال عبور می دهند تا تکه های درشت مس جدا شود. سپس در صورت لزوم در مجاورت هوا آنرا مورد تشویه قرار می دهند تا فلزات معمولی محتوی آن بصورت اکسید در آیند. محصول تشویه شده را با اسید سولفوریک ۱۵٪ می شویند تا اکثر مس موجود در آن حل شود. پس از شستشو با اسید عملاً مقدار مس باقی مانده در لجن به کمتر از ۱٪ می رسد حال در صورتیکه در لجن باقی مانده فلزات دیگری نظیر نیکل سرب و غیره بمقدار زیاد وجود

جدول شماره ۱۲۰۰۵ مهمترین ترکیبات موجود در لجن الکترولیز

عناصر	ترکیبات
طلا	Au $(Ag\ Au)Te_2$
نقره	Ag_2Se Ag_2Te $CuAgSe$ $(Ag\ Au)Te_2$ $AgCl$ Ag
فلزات گروه پلاتین	بصورت فلز
مس	Cu_2S Cu_2Se Cu_2Te $CuAgSe$ Cu_2Cl_2 Cu
سلنیم	Ag_2Se Cu_2Se $CuAgSe$ Se
تلوریم	Ag_2Te Cu_2Te $(Ag\ Au)Te_2$ Te
ارستیک	As_2O_3 $BiAsO_4$ $SbAsO_4$
آنتیموان	Sb_2O_3 $SbASO_4$
بیسموت	Bi_2O_3 $BiAsO_4$
سرب	$PbSO_4$ $Pb_2Sb_2O_6$
قلع	$Sn(OH)_2SO_4$ SnO_2
نیکل	NiO
آهن	Fe_2O_3
سیلیسیم	SiO_2
روی	ZnO

داشته باشد. لجن مورد عملیات حذف و بازیابی فلزات نامبرده قرار می گیرد. بخصوص اگر میزان سلنیم یا تلور در لجن از حدوداً ۳-۱ درصد تجاوز نماید. بعلت ایجاد گازهای خطرناک نظیر (SeO_2) بایستی ابتدا سلنیم و تلور حذف و در صورت اقتصادی بازیابی شوند. سپس مواد باقی مانده را در کوره شعله ائی مخصوص ذوب می کنند. کربنات دو سود، نیترات سدیم و ترکیبات براکس نیز بعنوان مواد گداز آور اضافه می شوند. تمامی اکسیدهای فلزی با کربنات سدیم وارد ترکیب شده بصورت سرباره خارج می گردد. محصول حاصله از کوره ذوب، آلیاژی از طلا و نقره می باشد.

سرباره حاوی مقدار کمی نقره می باشد که آنرا معمولاً به بار کوره ذوب و تهیه مات مس اضافه می کنند جدا کردن طلا از نقره یا بطریق شیمیائی و یا الکترولیز انجام می گیرد. صنعت اکثراً طریقه الکترولیز را ترجیح می دهد. در طریقه شیمیائی آلیاژ را در اسید سولفوریک حل می کنند. تمامی نقره در اسید حل شده و طلا باقی می ماند و بدین ترتیب طلا و نقره از هم جدا میشود. در طریقه الکترولیز آلیاژ طلا و نقره را بصورت آند ریخته و در یک سلول الکترولیز که الکترولیت آن شامل ۳٪ نیترات نقره و ۲٪ اسید نیتریک آزاد است با دانسیته جریان معادل ۳۰۰ آمپر بر متر مربع و اختلاف سطح ۱/۱۸-۱/۲ ولت مورد عمل الکترولیز قرار می دهند. کاتد نقره خالص می باشد.

آند را در داخل یک کیسه تروا میگذازند تا قطعات جدا شده از آند به ته حوضچه سقوط نکنند زیرا عملاً قسمتی از نقره پس از خنثی شدن بار الکتریکی آن در کاتد جذب الکتروود نشده و به کف حوضچه سقوط می کند. وجود کیسه تروا مانع از مخلوط شدن این نقره با قطعات کنده شده آند میشود. پس از انجام الکترولیز جدا کردن نقره، تکه های آند را مجدداً ذوب کرده و این بار برای طلا آنرا مورد عمل الکترولیز قرار می دهند الکترولیت در این مورد شامل کلرور طلا است که مقدار آن بحدود ۸۰-۵۰ گرم طلا در لیتر می رسد و همچنین شامل ۷-۵٪ اسید کلریدریک آزاد است. دانسیته جریان ۷۵۰ آمپر بر متر مربع بوده و اختلاف سطح ۱/۱-۰/۸ ولت است. آند طلای ناخالص و کاتد طلای خالص می باشد.

پس از عمل الکترولیز طلا را از روی کاتد جدا کرده و بصورت شمش می ریزند و بقیه آند را جهت جدا کردن فلزات گرانبه های باقی مانده در آن به کوره ذوب اولیه می فرستند. الکترولیت معمولاً حاوی مقداری پلاتین و پالادیم است که آنرا برای جدا کردن این فلزات به قسمت شیمیائی می فرستند. در جریان ذوب و تشویه لجن الکترولیز معمولاً فلزاتی مانند تلور و سلنیم همراه با گازهای خروجی خارج می شوند. غبار موجود در این گازها را بدقت توسط جدا

فصل سیزدهم

متالورژی تر مس (هیدرومتالورژی مس)

آلودگی محیط زیست باعث شده که صنعت مجبور به تغییر روشهای تهیه فلزات گردد. در آلودگی محیط زیست صنعت متالورژی عامل مهمی بوده و باید روشهای حرارتی را تغییر داده و از سایر روشها مانند هیدرومتالورژی - روشهای الکتریکی - حل کردن فلزات در حلال های خاص و بازیابی آن - تعویض یونی - الکترودیالیز و غیره استفاده به عمل آید. بسیاری از این روشها در حال حاضر در مرحله ابتدائی قرار دارند و مقدار فلزاتی که با این روشها تولید می شوند در مقام مقایسه با روشهای حرارتی بسیار ناچیز است ولی با گرایش فعلی صنعت و اجبار آن به جلوگیری از آلودگی محیط زیست به نظر می رسد که در آینده وضع تغییر کرده و سهم تولید فلزات از طریق هیدرومتالورژی و سایر روشها که کمتر باعث آلودگی می شوند بطرز چشم گیری افزایش حاصل کند.

در مورد مس در حال حاضر حدود ۲۰٪ مس دنیا بطریقه هیدرومتالورژی تهیه می شود. اساس این طریقه عبارتست از حل کردن ماده معدنی در یک حلال مناسب و جدا کردن آن از گانگ سنگ معدن و بازیابی مس از این حلال، در هیدرومتالورژی مس، گوگرد بصورت عنصری بدست آمده و یا تبدیل به سولفاتهای فلزی می شود و دیگر SO_2 بوجود نمی آید و بدین ترتیب از ایجاد آلودگی در محیط زیست که مشخصه کوره های حرارتی است جلوگیری می شود (استاندارد آمریکائی SO_2 معادل ۰/۰۶۵٪ حجمی است) در روش هیدرومتالورژی اکثراً سنگهای کم عیار و یا بقایای سنگهای کم عیار قدیمی که استخراج و بلا استفاده مانده اند بکار برده می شوند با وجود آنکه صنعت پر عیار کردن مواد معدنی بخصوص روش شناورسازی (فلوتاسیون) پیشرفت بسیاری داشته و استخراج فلزات را از سنگهای کم عیار از طریق ذوب امکان پذیر ساخته است ولی با اینحال مقدار زیادی سنگهای کم عیار وجود دارد که پر عیار کردن آنها با اشکالات فراوان روبرو است این اشکالات اکثراً از ترکیب و جنس (سیلیکاته -

اکسیده و غیره) و یا طرز توزیع کانه در سنگ ناشی میشود و بالاخره معادن قدیمی رها شده که در اثر عمق زیاد معدن و یا کم عیار بودن سنگ و عوامل اقتصادی دیگر استخراج مواد معدنی از آنها مقرون بصرفه نیست می تواند برای هیدرو متالورژی ماده اولیه مناسبی باشند.

یکی از مزایای مهم این روش صرفه جوئی در سوخت می باشد. در حالیکه ذوب سنگهای کم عیار مستلزم کاربرد انرژی بمقدار زیاد می باشد، در روشهای هیدرو متالورژی مصرف انرژی کمتر است. در هر حال مزیت عمده روش هیدرو متالورژی در کاهش آلودگی محیط زیست قرار دارد.

استخراج مس بطریقه تر را میتوان به دو مرحله تقسیم کرد که عبارتند از،

مرحله اول، حل کردن.

مرحله دوم، بازیابی مس از محلول.

حل کردن: حل کردن عبارتست از اضافه کردن حلال به سنگهای معدنی. این حلالها باید فقط مس موجود در سنگ معدن را حل کرده و در روی سایر عناصر و ترکیبات موجود در سنگ معدن بدون اثر و یا کم اثر باشد. لذا انتخاب حلال بستگی به ترکیب کانه، دانه بندی آن و مواد همراه با کانه در سنگ معدن دارد. همچنین مسئله اقتصادی و بهای حلال و طرق بازیابی و درصد بازیابی آن در انتخاب حلال نقش مهمی دارند.

مکانیسم حل کردن: مکانیسم حل کردن خود به دو قسمت تقسیم میشود که عبارتند از:

از:

الف - شیمیائی .

ب - مکانیسم باکتریولوژی .

الف - مکانیسم شیمیائی :

این مکانیسم عبارتست از خارج کردن مس از سنگ معدن با تبدیل آن بصورت محلول. این عمل ممکن است توسط اسیده باز و آب و یا املاح دیگر صورت گیرد. واکنش را می توان توسط قوانین ترمودینامیکی بررسی و شرایط و سرعت و حد تعادل آنرا محاسبه کرد. بطور کلی توده های سنگ معدنی مس دار که استخراج شده و در خارج معدن انبار شده اند در اثر رطوبت هوا و اکسیژن، اکسیده شده و سولفور مس بتدریج بصورت اکسید و هیدروکسید و سولفات در می آیند. تجربه نشان میدهد که سولفورهای مس و آهن در مجاورت رطوبت و اکسیژن توسط فیلمی از مایع پوشیده می شوند. این فیلم مایع دارای خاصیت اسیدی بوده و شدت

اسیدی بودن آن بستگی به مقدار رطوبت و اکسیژن و خاصیت اکسید شوندگی کانه دارد. این فیلم اسیدی بتدریج اکسید و یا هیدروکسید مس را در خود حل کرده و با آن تولید نمکهای محلول می کند. این املاح اکثراً بصورت سولفات هستند زیرا عمل رطوبت و اکسیژن روی گوگرد در نهایت باعث تشکیل اسید سولفوریک می گردد. سرعت اکسایش کانه مس بستگی مستقیم با مقدار اکسیژنی که به مجاورت آن می رسد دارد و بدین ترتیب سولفورهای مس که در سطح و در مجاورت هوا قرار دارند با سرعت بیشتری اکسید خواهند شد. اگر بر روی این توده کم و بیش اکسید شده یک جریان اسیدی برقرار گردد اسید پیوسته اکسیدها را در خود حل کرده و سطوح تازه تری را در مجاورت هوا قرار می دهد و بدین ترتیب چنانچه زمان گردش اسید بر روی سنگ معدن کافی باشد تمامی کانه بصورت املاح محلول در خواهد آمد. باید در نظر داشت که ترکیبات مس دار که در زیر توده معدنی قرار گرفته اند نفوذ هوا و اسید به آنها مشکلتر می باشد با سرعت کمتری حل شده و حل کردن کامل آنها مستلزم زمان بیشتری می باشد. بالاخره در مورد سنگهای معدنی با ابعاد بزرگ فقط کانه موجود در سطح آنها حل شده و کانه موجود در قسمت های داخلی سنگ بدون اثر باقی می ماند. وجود شکاف و تخلخل ناشی از حل شدن قسمت های سطحی باعث نفوذ هوا و اسید به داخل سنگ و حل کردن مواد مس دار در داخل سنگ می شود ولی این امر نسبی بوده و هرگز بطور کامل قابل انجام نیست و یا آنکه زمانهای بسیار طولانی لازم دارد.

گاهی اوقات در بعضی از معادن قدیمی رها شده آب اسید دار را بداخل تونل ها و چاه های استخراج وارد کرده و مدت چند سال می گذارند بماند تا بدین ترتیب بتوانند قسمت بیشتری از مس را بصورت محلول در آورند ولی در هر حال راندمان در اکثر موارد در حدود ۵۰٪ بوده و کاربرد این زمانهای طولانی غالباً مقرون بصرفه نمی باشد.

عمل اکسایش و حل شدن کانه مس در سنگ معدن یک نوع واکنش الکتروشیمیایی می باشد چه سنگ معدنی خشک قادر به جذب اکسیژن نیست و به محض آنکه سطح سنگ توسط محلول اسیدی مرطوب شد اکسیژن وارد واکنش می گردد و باعث حل شدن سطحی کانه مس دار می گردد تجربه نشان داده است که خوردندگی الکتریکی نقش اساسی در تخریب کانه دارد. سرعت اکسایش و حل شدن بستگی به pH محیط دارد و هر قدر pH اسیدی تر باشد اکسایش و حل شدن نیز بیشتر می باشد تجربه نشان می دهد که اگر pH از ۳-۲/۵ تجاوز کند بعبارت دیگر خاصیت اسیدی کمتر باشد بعلت تشکیل سولفات های بازی که آهن و یا رسوب هیدروکسید آهن تماس ترکیبات مس دار با محلول اسید قطع شده و عمل حل شدن متوقف می گردد.

ب - فعالیت میکروبیولوژیکی :

بعضی از باکتریها و میکروارگانیسمها با ترشح آنزیم های خاص خود واکنش اکسیداسیون و حل شدن مس را بشدت تسریع می کنند بطوریکه گاهی اوقات سرعت واکنش تا ۱۰۰۰ برابر سرعت واکنش عادی اکسیداسیون می رسد. این باکتری ها به دودسته تقسیم می شوند.

۱- باکتریهای فعال در محیط اسید :

این باکتریها تیوباسیل و تیواکسیدان و فرواکسیدان هستند در محیط های اسیدی و در حداقل $pH = 3/5$ فعال بوده و هر قدر شدت اسیدی بیشتر باشد فعالیت آنها بیشتر خواهد بود. این باکتریها به درجه حرارت حساس بوده و اگر درجه حرارت از حدود ۳۵ درجه تجاوز کند فعالیت آنها کم و سرانجام متوقف می شود و برای آنکه بتوانند عمل اکسایش را تسریع کنند باید اکسیژن موجود در محیط از حدود ۱۰٪ کمتر نباشد بعبارت دیگر این باکتریها در عمق توده های سنگ معدنی که هوا قابلیت نفوذ و تجدید گردش در آن نقاط را ندارد پس از مدت کوتاهی از فعالیت باز می مانند زیرا هم در اثر مصرف اکسیژن هوا مقدار اکسیژن پائین آمده و باکتری دیگر قادر به فعالیت نخواهد بود و هم از طرف دیگر واکنش گرمایزا و درجه حرارت بالا رفته و فعالیت باکتری متوقف می گردد.

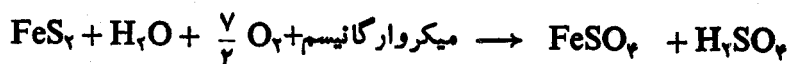
۲- باکتری فعال در محیط بازیکی :

این دسته باکتریها نیز باعث اکسیده شدن سولفورهای فلزی می گردند. محیط فعالیت باکتریها باید بازیکی باشد. این باکتریها در $pH = 7-11$ فعال می باشند و ماکزیمم فعالیت آنها در حدود $pH = 9-10$ می باشد مکانیسم عمل این باکتریها اکسید کننده بخصوص روی سولفورهای آهن می باشد. که آنرا اکسید و به صورت اکسید فرو و سپس تبدیل به اکسید فریک می کند این اکسید فریک در مجاورت با املاح سایر عناصر خود احیا شده و تبدیل به فرو می شود و سایر عناصر را اکسید می کند و دو مرتبه اکسید فرو حاصل توسط باکتریها به اکسید فریک تبدیل می شود و بدین ترتیب یک سیکل بسته بوجود می آید که باعث اکسیداسیون ترکیبات سایر عناصر موجود در محیط می گردد.

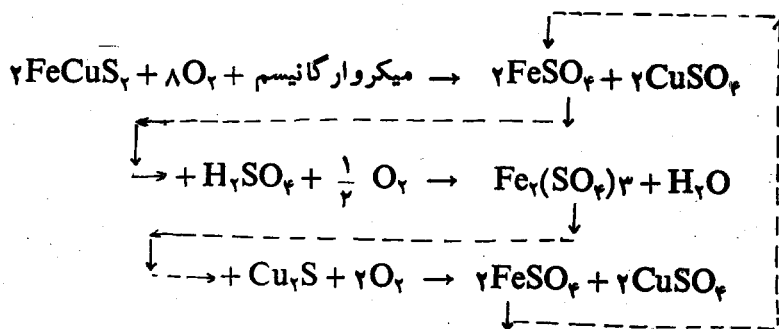
تجربه نشان می دهد که کانیهای مس دار مانند کولیت - کالکوزین - بورنیت و کالکوپیریت در محیط های اسید یا بازی توسط فرایند بالا بطور کامل اکسیده می شوند و

کانیهای دیگر مانند پیروتیت — مارکاسیت و پیریت و مولیبدنیت نیز کم و بیش در همین شرایط مورد عمل اکسایش قرار می گیرند.

در طبیعت دسته دیگر از باکتریها موجود هستند که رل احیاء کننده دارند و روی سولفاتها اثر کرده و آنها را تبدیل به سولفور می کنند. شرایط محیط کار این دسته از باکتریها بخوبی روشن نبوده و وجود مواد آلی و سلولزی برای فعالیت آنها ضروری است. بطور کلی واکنشهای انجام شده توسط میکروارگانیسم ها را بشرح زیر می توان خلاصه کرد.



این واکنش که بدون وجود باکتریها بسیار کند و احتیاج به زمان های بسیار طولانی دارد در مجاورت باکتریها از سرعت کافی برخوردار میباشد. هم چنین واکنش زیر که در مجاورت میکروارگانیسم دارای سرعت کافی می باشد.



بدین ترتیب ملاحظه می شود که سولفات آهن دو ظرفیتی مرتباً تبدیل به سولفات آهن سه ظرفیتی شده و سولفات اخیر ضمن اکسیده کردن سولفور مس خود احیاء شده و یک سیکل بسته تشکیل می دهد که نتیجه آن سولفات مس محلول می باشد. باید در نظر داشت که در جریان این اکسیداسیون همواره مقدار سولفات آهن افزایش یافته و محلول حاصل شامل سولفات های مس آهن خواهد بود.

حلال ها :

بطور کلی حلالها را بشرح زیر میتوان تقسیم کرد :

۱- اسید سولفوریک } الف اسید
۲- اسید کلریدریک }

ب- باز- آمونیاک و املاح آن

ج- خنثی - آب

۱- سولفات فریک } د- املاح
۲- کلرور فریک }
۳- کربنات سدیم }
۴- کلرور سدیم .
۵- سیانور سدیم .
۶- تیو سولفات سدیم .

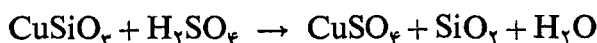
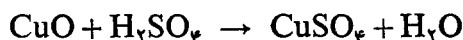
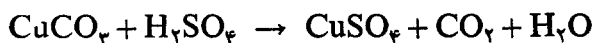
آمونیاک } ه- گاز محلول در آب
کلر }
انیدریک سولفورو }
اکسیژن }

که اینک شرح مختصر هر یک داده می شود :

الف - حلال های اسیدی :

۱- اسید سولفوریک ، اسید سولفوریک به علت ارزانی متداول ترین حلال برای حل کردن سنگهای معدنی مس بخصوص بصورت اکسیدی می باشد. این اسید در غلظت های کم به آسانی کربنات مس و اکسیدهای مس را در خود حل می کنند و کم و بیش روی سیلیکاتهای مس اثر کرده ولی عملاً در غلظت های بکار برده شده روی سولفور مس بدون اثر می باشد. اگر سنگهای سیلیکاته مس را قبل از حل کردن مورد عملیات حرارتی قرار دهیم تا حدود ۸۰۰-۶۰۰ درجه سانتیگراد حرارت دهیم قابلیت حل شدن آن در اسید سولفوریک افزایش می یابد. اسید مصرف شده همواره بصورت رقیق بوده و کمتر غلظت آن از ۵٪ تجاوز می کند ولی گاهی اوقات در روش هائیکه بازیابی اسید کامل است آنرا با غلظت های بیشتر تا ۱۵٪ نیز بکار می برند. هر قدر اسید بکار برده شده رقیق تر باشد اثر روی املاح آهن و سایر

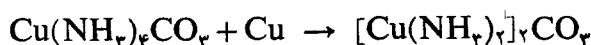
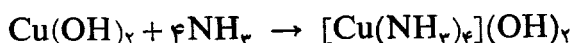
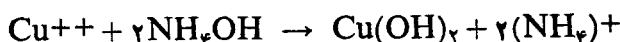
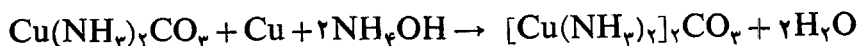
ناخالصیها کمتر خواهد بود ولی در عین حال زمان حل شدن نیز طولانی تر خواهد بود کاربرد اسید سولفوریک مشروط به آنست که گانگ سنگ معدن آهنی نباشد زیرا در غیر این صورت مصرف اسید بشدت بالا رفته و مصرف آن غیر اقتصادی خواهد بود. واکنشهای اصلی این اسید عبارتند از:



۲- اسید کلریدریک، این اسید با سرعت بیشتری املاح مس را در خود حل می کند حسن بزرگ اسید اثر روی سولفورهای مس می باشد که کم و بیش باعث حل شدن آنها می گردد. اسید کلریدریک برای حل کردن املاح مس خاصیت شدیدتر از اسید سولفوریک نشان می دهد ولی میزان حل شدن ناخالصیها بخصوص آهن نیز در آن شدیدتر است. اکثراً این اسید را همراه با کلرور فریک بکار می برند اسید کلریدریک اسیدی نسبتاً گران قیمت بوده و در روشهایی که بازیابی اسید کم یا مواجه با اشکال است کمتر بکار می رود. واکنشهای این اسید مانند اسید سولفوریک می باشد.

ب- حلال های بازیکی :

۱- آمونیاک، آمونیاک و املاح آن بخصوص کربنات آمونیم و کربنات آمونیاکی مس به آسانی اکسیدهای مس و کم و بیش سولفور آنرا در خود حل می کند.

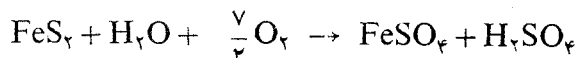


با گرم کردن محلول توسط بخار آب در مرحله اول آمونیاک NH_3 و سپس CO_2 متصاعد شده و میتوان آنها را بازیابی کرد. در محلول پس از خروج آمونیاک و گاز کربنیک مس بصورت اکسید رسوب می کند. تجربه نشان می دهد که آمونیاک و املاح آن فقط املاح مس را حل

کرده و روی سایر ترکیبات موجود در سنگ معدن بدون اثر است. از آمونیاک و املاح آن بخصوص وقتیکه گانگ سنگ معدن آهکی باشد بخوبی میتوان استفاده کرد زیرا این حلال کوچکترین اثری روی آهک ندارد. آمونیاک و املاح آن یک حلال گران قیمت بوده و در مواقعی از آن استفاده می کنند که باز یابی حلال کامل بوده و گانگ سنگ معدن آهکی باشد.

ج - حلال خنثی - آب :

آب میتواند املاح مس بصورت سولفات یا کبرور را مستقیماً در خود حل کند از طرف دیگر آب بمرور زمان روی پیریت اثر کرده و در مجاورت هوا تولید اسید سولفوریک می کند.

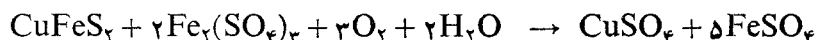
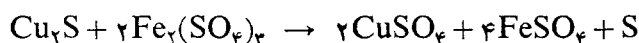
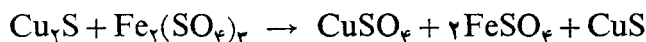
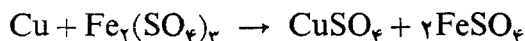
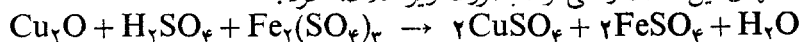


اسید حاصل هم روی اکسیدها و کربنات مس اثر کرده و آنها را تبدیل به سولفات می کند و یا آنکه مجدداً در مجاورت هوا باعث تشکیل سولفات فریک می شود که قادر به حل کردن املاح مس و تبدیل آنها به سولفات می باشد. از این روش برای استخراج مس از سنگهای باطله معادن مس که حاوی مقدار کمی مس است استفاده می کنند. برای این منظور بر روی توده های سنگ باطله آب پاشیده و از کف آب های پاشیده شده را جمع آوری و دو مرتبه بر روی توده های سنگ می پاشند و آنقدر این عمل را تکرار میکنند تا در اثر رطوبت و مجاورت هوا قسمتی از سنگهای سولفور اکسید شده تولید اسید کرده و در نتیجه مقداری از مس بصورت محلول در آید. و یا آنکه تونل ها و چاههای استخراجی متروکه را پر از آب کرده و می گذارند مدت زمان زیادی باقی به ماند (چند سال) و سپس آنها را خارج و مس محلول را جدا می کنند. تجربه نشان می دهد زمان لازم بسیار طولانی است برای آنکه ۵۰٪ مس موجود در سنگ در آب حل شود زمان لازم در حدود ۲ سال خواهد بود و اگر بخواهیم در صد حل شدن مس را تا ۸۰٪ بالا ببریم زمان لازم در حدود ۸-۶ سال خواهد بود. وجود میکروازگانیسم در این مورد می تواند بسیار موثر بوده و زمان حل شدن را به چند ماه تقلیل دهد.

د - حلال های ملخ دار :

۱- سولفات فریک، معمول ترین و متداولترین حلال عبارتست از محلول اسیدی سولفات فریک که با سانی املاح کربنات و اکسیدی مس را حل کرده و روی سولفورهای معدنی مس نیز اثر می کند و عملاً قسمت عمده آنها نیز در خود حل می کند. این حلال در شرایط طبیعی از اکسایش سولفورهای فلزی و بخصوص پیریت تشکیل می شود.

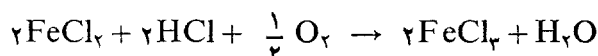
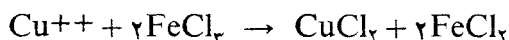
واکنشهای این حلال را می توان بصورت زیر خلاصه کرد.



محلول حاصل از حل کردن نمک های مس توسط سولفات فریک حاوی مقدار زیادی سولفات آهن می باشد و در نتیجه الکترولیز محلول بدون تصفیه قبلی آن و جدا کردن املاح آهن بعلت مصرف بسیار زیاد انرژی مقرون بصره نخواهد بود.

۲- کلرور فریک ، محلول اسیدی کلرور فریک حلال قوی تری نسبت به سولفات

فریک می باشد.



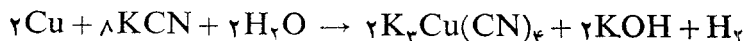
اساس واکنش ها یکسان بوده و بر احیاء کلرور فریک و اکسید شدن مس قرار دارد.

از آنجائیکه محلول اسیدی کلرور فریک دارای خاصیت خوردگی بیشتری می باشد لذا مصرف این حلال با وجود خواص بهتر حل کردن املاح مس محدودیت بیشتری را دارا می باشد. محلول کلرور فرو نیز روی مس اثر کرده و آنرا بصورت CuCl در می آورد که در آب نمک حل می شود لذا کاربرد این ملح همراه با نمک طعام میباشد این املاح دارای خاصیت اکسید کنندگی شدید بوده و باعث اکسیداسیون پیریت و کالکو پیریت می شوند.



۳- سیانور سدیم ، سیانورها دارای خاصیت حل کردن مس و املاح آن بوده و تولید

ترکیبات کمپلکس می کنند. این ترکیبات در آب محلول بوده و جدا می شوند.



کار برد سیانور بعلت خاصیت فوق العاده سمی آن بسیار محدود و فقط در مواردی که سنگهای معدنی مقداری طلا و نقره همراه داشته باشند می تواند توجیه گردد.

۴- سایر املاح، بطور کلی تمامی املاحی که خاصیت اکسیداسیون داشته باشند می‌توانند عامل اکسایش املاح مس شده و آنرا بصورت محلول در آورد. کاربرد این املاح در صنعت معمول نبوده و فقط بررسیهای آزمایشگاهی در مورد آنها بعمل آمده است.

ه- گازهای محلول:

کاربرد گازهای محلول در آب بعنوان حلال باعث تشدید خاصیت حل شونده‌گی در مورد کلر بخصوص می‌شود. گاز کلر باعث داشتن خاصیت شدید اکسید کننده‌گی باعث می‌شود که سولفورهای مس بهتر در حلال حل شوند. گاز آمونیاک مانند املاح آمونیاک و کربنات آن اثر می‌کند. گاز SO_2 نیز مانند اسید عمل کرده و املاح مس را حل می‌کند حسن بزرگ گاز SO_2 محلول در آب آنستکه اثر آن روی املاح آهن بمراتب کمتر از اثر اسید سولفوریک می‌باشد. بالاخره وجود اکسیژن محلول در آب باعث سرعت اکسایش سولفورهای فلزی می‌گردد.

عملیاتی که برای بهتر حل شدن ماده معدنی بر روی سنگ معدن انجام میگیرد.

هدف از این عملیات عبارتست از:

الف- کم کردن ترکیبات غیر قابل حل ماده معدنی و تبدیل آنها بصورتی که در حلال حل شوند.

ب- تبدیل ترکیبات ماده معدنی بصورتی که بتواند مستقیماً در آب حل شود.

ج- تبدیل ترکیبات عناصر دیگر بصورتیکه در حلال حل نشده و یا از حلالیت آنها کاسته شود.

د- جدا کردن و یا شکستن حرارتی ترکیبات موجود در سنگ معدن بطوریکه ترکیبات مس دار آزاد شده و حلالیت آن در حلال افزایش یابد.

ه- تغییر خواص فیزیکی سنگ از نقطه نظر سختی و کاهش مصرف انرژی برای شکستن سنگ که اینک بطور مختصر بشرح هر یک می‌پردازیم.

الف- کم کردن ترکیبات غیر قابل حل ماده معدنی و تبدیل آنها بصورتی که در حلال حل شوند. از آنجائیکه ترکیبات اکسیدی مس به آسانی در اکثر حلال‌ها حل می‌شوند و از طرف دیگر سولفورهای مس بالعکس و بسختی در حلال حل شده و هرگز نیز بطور کامل حل نمی‌شوند در این سری از عملیات هدف اصلی تبدیل ترکیب مس دار بصورت اکسیدی می‌باشد

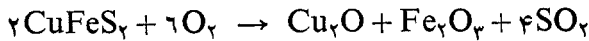
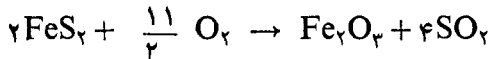
و برای این منظور یک تشویه معمولی می تواند بسیار مناسب باشد در اثر تشویه سولفورهای مس تبدیل به اکسید می شوند.



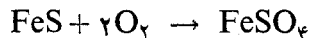
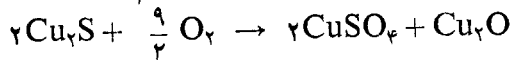
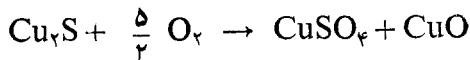
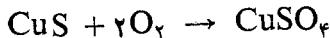
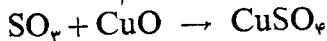
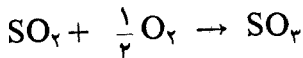
در تشویه عملاً تمامی املاح گوگرد دار مس بصورت اکسید در آمده و قابلیت حل در حلالهای مختلف را پیدا می کنند فقط سیلیکات های مس در این شرایط بصورت غیر قابل تبدیل باقی می مانند درجه حرارت این تشویه باید نسبتاً بالا باشد تا سولفاتهای تشکیل شده مجدداً در اثر حرارت تجزیه شوند. درجه حرارت برای تشویه ساده حدود ۷۵۰-۸۰۰ درجه سانتیگراد می باشد.

ب - تبدیل ماده معدنی بصورتی که بتوانند مستقیماً در آب حل شوند. تشویه سولفات کننده و تشویه کلرور کننده مهمترین عملیات برای این منظور می باشد.

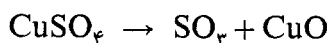
۱- تشویه سولفات کننده. واکنشهای انجام شده در این روش عبارتست از:



در مجاورت اکسیدهای آهن که رل کاتالیزر را دارند مقداری از گاز سولفور و اکسیده می شود. و بالاخره مقداری از سولفورهای مس و آهن نیز مستقیماً در اثر اکسیداسیون تبدیل به سولفات می شوند.



بدین ترتیب سولفور مس غیر قابل حل بصورت سولفات و اکسید در می آید که به آسانی در اسید قابل حل می باشد. هر قدر در جریان تشویه سولفات بیشتری تشکیل شود مصرف اسید کمتر بوده و از نظر اقتصادی بیشتر مقرون بصرفه خواهد بود. برای آنکه مقدار سولفات بیشتری تشکیل شود باید فشار SO_2 را در محیط بالا برد. اگر درجه حرارت از حدودی تجاوز کند (۷۵۰ درجه سانتیگراد) سولفات ها مجدداً تجزیه خواهند شد.



لذا کنترل درجه حرارت برای تشویه سولفات کننده بسیار مهم است. از طرف دیگر وجود سولفات آهن در محصولات تشویه مطلوب نیست و چون سولفات آهن درجه حرارت کمتری را برای تجزیه لازم دارد (حدود ۵۰۰ درجه سانتیگراد) لذا بهترین حالت آن خواهد بود که درجه حرارت و فشار طوری انتخاب شود که حداکثر سولفات مس تشکیل و سولفات های آهن تشکیل شده مجدداً تجزیه شوند. بطور کلی با توجه به درجه حرارت تجزیه سولفات آهن معمولاً درجه حرارت تشویه سولفات کننده را حدود ۶۰۰ درجه سانتیگراد می گیرند.

۲- تشویه کلرور کننده:

در این تشویه سنگهای معدنی را همراه با حدود ۱۲-۸٪ نمک طعام در درجه حرارت حدود ۷۰۰-۶۰۰ درجه سانتیگراد در مجاورت هوا حرارت می دهند. واکنشهای انجام شده بسیار پیچیده بوده و هنوز بطور دقیق روشن نشده است.

در اثر حرارت و مجاورت هوا سولفورهای فلزی اکسیده شده و گاز SO_2 متصاعد می شود و قسمتی نیز از سولفورها تبدیل به سولفات می شود سپس واکنش بین مواد تشکیل شده و فاز گازی انجام شده و آهن بصورت اکسید Fe_2O_3 در آمده و گاز کلر حاصل از تجزیه نمک طعام و یا کلر فرستاده شده به محیط با اکسیدهای مس وارد واکنش شده و تولید کلرورهای مس می کند که در آب یا آب نمک دار محلول هستند. تجربه نشان میدهد که در این شرایط قسمت عمده آهن بصورت اکسید در می آید. در جریان کار مقداری نیز سولفات تشکیل می شود که اکثراً برای آنکه سولفاتها بخصوص سولفات آهن مجدداً تجزیه شوند درجه حرارت تشویه را بالا می گیرند (حدود ۷۰۰-۶۰۰ درجه سانتیگراد) بالاخره در جریان کار تشویه مقداری H_2SO_4 و HCl نیز تشکیل می شود که همراه با گازهای خروجی خارج می شوند که میتوان آنها را بازیابی و بعنوان حلال از آنها استفاده کرد. این روش بخصوص در مورد سنگهای معدنی مس که دارای پیریت زیاد هستند و یا کالکوپیریت کاربرد دارد و اکثراً پس از تشویه سنگ معدن را در محلولهای کلرور آهن حل می کنند.

ج- سایر عملیات بروی سنگ معدن:

این عملیات که بمنظورهای ذکر شده در بند ج - د - ه - انجام می شود معمولاً عبارتست از حرارت دادن ساده سنگ معدن در غیاب هوا، بر حسب مورد درجه حرارت از ۸۰۰-۶۰۰ درجه سانتیگراد می باشد. در اثر حرارت بسیاری از ترکیبات سیلیکاته که بصورت سیلیکات های مضاعف هستند شکسته شده و ترکیبات مس در بصورت آزاد در می آیند و یا در اثر از دست دادن آب تبلور در کانیهای رسی این مواد از صورت کلوئیدی خارج شده و در نتیجه حل

کردن مواد مس دار در حلال و صاف کردن بعدی آن امکان پذیر می گردد. همچنین چون عملیات حرارت دادن در محیط بسته انجام می گیرد و جریان هوا نیز وجود ندارد قسمتی از آهن بصورت اکسید مغناطیسی درآمده و خاصیت حل شدن آن در حلال کمتر می شود.

بالاخره با حرارت دادن سنگهای معدنی در اثر عوامل مختلف مانند تجزیه شدن (در مورد کربنات ها) و یا اختلاف انبساط در ترکیبات مختلفه آن (مواد سیلیکاته) و یا تغییر شکل بلوری همراه با انبساط و انقباض زیاد (سیلیس) خرد شده و یا ترک برمی دارند و این امر شکستن و خرد کردن بعدی سنگ را آسان کرده و مصرف انرژی را کاهش می دهد. تجربه نشان می دهد که در بین سولفورهای مس ترکیب CuS قابلیت حل شدن کمتری را دارد در حالیکه سولفور یک ظرفیتی Cu_2S عملاً در شرایط خاص بطور کامل حل می شود لذا در صنعت تبدیل سولفورهای دو ظرفیتی به یک ظرفیتی مس مورد بررسی های زیاد قرار گرفته است روش کلی عبارتست از حرارت دادن کالکوپریت $CuFeS_2$ به مدت چند ساعت با مقدار معینی مس که مقدار آن قبلاً بطور دقیق حساب شده است در محیط گاز خنثی (ازت). در اثر حرارت واکنش زیر بوقوع می پیوندد



درجه حرارت واکنش حدود ۴۵۰ درجه سانتیگراد است و اگر عمل حرارت دادن بطور کامل در غیاب هوا انجام گیرد بعبارت دیگر راه نفوذ هوا به سیستم کاملاً مسدود باشد عملاً تمامی سولفورهای مس تبدیل به سولفور یک ظرفیتی خواهد شد در ضمن واکنش سولفور آهن از سولفور مس نیز تفکیک شده و در جریان حل کردن مقدار کمتری از سولفور آهن حل خواهد شد.

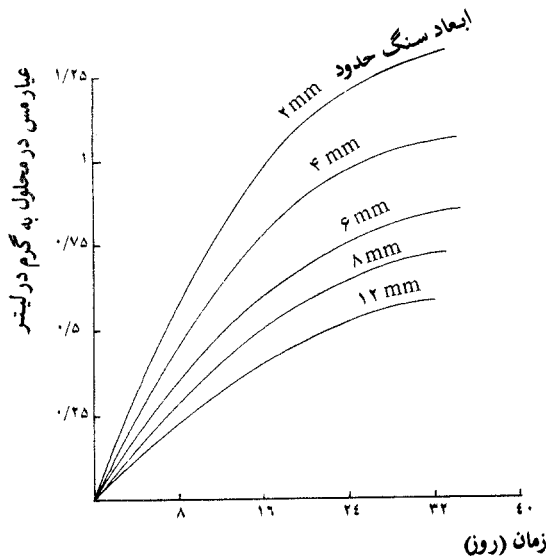
عوامل موثر در حل کردن :

بطوریکه گفته شده منظور از حل کردن عبارتست از حل ترکیبات مس دار در حلال معین ، انجام این واکنش ها بستگی به عوامل بسیاری دارد که عبارتند از :

الف - خواص ذاتی کانه مس ، شکل و ترکیبات کانی در حل شدن بسیار موثر می باشد عملاً اکسیدهای مس در تمامی حلالها به آسانی حل می شوند در حالیکه ترکیبات سولفور مس به آسانی محلول نیستند و برای حل کردن آن عملیاتی از قبیل انواع و اقسام تشویه و یا عملیات حرارتی دیگر لازم می باشد بعلاوه این ترکیبات برای حل شدن احتیاج به شرایط خاص دیگر از قبیل درجه حرارت نسبتاً بالا (تا حدود ۲۰۰ درجه سانتیگراد) و فشار دارند عملاً سولفورهای

مس برای حل شدن باید ابتدا مورد عمل اکسایش قرار گرفته و سپس در حلال حل شوند لذا مسئله فشار اکسیژن عامل اصلی در حل شدن خواهد بود. اثر خواص ذاتی کانه مس را در قسمتهای بعدی در روش حل کردن مورد بررسی دقیق تر خواهیم داد.

ب- دانه بندی سنگ. هر قدر سنگ معدن دارای ابعاد کوچکتری باشد در نتیجه سطح تماس ترکیبات مس دار آن با حلال بیشتر بوده و با سرعت بیشتری در حلال حل خواهد شد و راندمان بازیابی مس از سنگ معدن بیشتر خواهد بود. منحنی ۱-۱۳ اثر ابعاد سنگ را در روی مقدار حل شدن سنگ نشان میدهد.



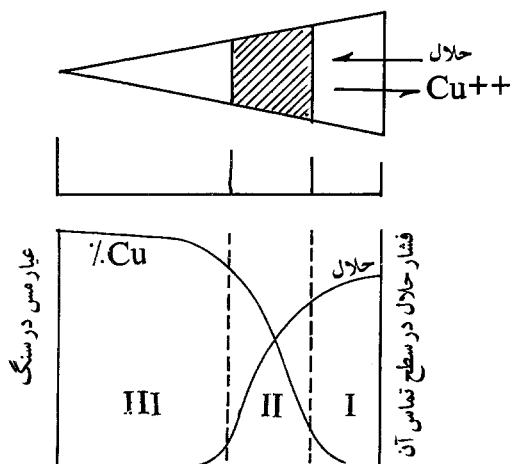
شکل ۱-۱۳: اثر ابعاد سنگ روی مقدار حل شدن مس در یک سنگ معدن

عملاً مس موجود در سطح سنگها در حلال حل می شود لذا در مورد سنگهای درشت فقط آن قسمت از مس حل خواهد شد که حلال بتواند در تماس با آن قرار گیرد بعبارت دیگر ضریب نفوذ پذیری سنگ عامل مهمی در حل شدن خواهد بود. تجربه نشان می دهد که کانیهای مس در سطح سنگ حل شده و حلال شروع به نفوذ می کند. سرعت نفوذ حلال در امتداد بعد سنگ بسرعت کم شده و عمل حل کردن نیز در عمق معینی متوقف می ماند بدین ترتیب در حجم سنگ سه ناحیه کاملاً مشخص وجود خواهد داشت که عبارتند از:

۱- قسمت سطحی، که عملاً تمام کانی های آن در مجاورت و تماس با حلال قرار گرفته و برحسب خواص ذاتی کانی حل شده اند.

۲- قسمت میانی که تماس حلال با کانه بصورت کامل نبوده و در نتیجه قسمتی از مس حل شده است .

۳- قسمت درونی که حلال به آنجا نتوانسته نفوذ کند و در نتیجه کانه عملاً دست نخورده باقی مانده است . شکل ۲-۱۳- عیار مس باقی مانده در سنگ و قسمت‌های سه گانه را نشان میدهد .



شکل ۲-۱۳: عیار مس باقیمانده در سنگ و قسمت‌های سه گانه

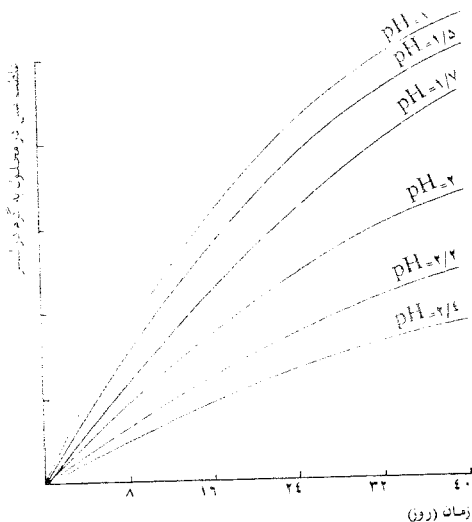
بطوریکه ملاحظه میشود بعلت سطح تماس کامل حلال با کانه در قسمت I عملاً تمامی مس حل شده و عیار مس باقی مانده در سنگ بسیار کم است مقدار طول نواحی I و II و III بستگی به مدت زمان دارد و معمولاً نواحی I و II هر یک از حدود ۱۰ میلیمتر تجاوز نمی کند .

اگر سنگها بشدت نرم گشته و بصورت پودر در آیند در این صورت حلال قادر به عبور از لابه لای آنها نبوده و باز هم مقدار حل شدن کم خواهد شد دانه بندی سنگ معدن به روش حل کردن و عیار مس در سنگ معدن بستگی دارد . در مورد سنگهای کم عیار اصولاً خرد کردن سنگ مقرون بصرفه نبوده و اکثراً هزینه خرد کردن بیش از ارزش مس محتوی آنست لذا در این موارد اصولاً سنگ را خرد نکرده و بهمان صورت مورد عمل قرار می دهند و یا در روشهای حل کردن در جا باز هم چون تغییر مکان به سنگ داده نمی شود لذا دانه بندی آن امکان پذیر نیست . فقط در مورد حل کردنهای مکانیکی روی سنگهای پر عیار است که این سنگها مورد عملیات خردایش قرار می گیرند و هر قدر نرمتر باشد راندمان کار بالاتر خواهد بود . البته نرمی بیش از حد خود مسائل و مشکلاتی را از نقطه نظر صاف کردن جدا کردن بعدی ایجاد خواهد

کرد. بطور کلی ابعاد سنگهائی که مورد عمل حل کردن قرار می گیرند بسیار متفاوت است. در مورد بعضی از معادن قدیمی این سنگها بهمان ابعاد طبیعی خود مورد عمل قرار می گیرند و در نتیجه برحسب خاصیت تخلخل سنگ امکان بازیابی مس بیشتر خواهد بود. معمولاً سنگهای طبیعی دارای تخلخل کم بوده و مقدار تخلخل آنها کم تر از ۱۰٪ است. تجربه نشان می دهد که به ازای تخلخل ۱۰-۱٪ میزان مس بازیابی شده در سنگ در حدود ۳۰-۱۰٪ در یکسال خواهد بود و اگر بخواهیم میزان بازیابی را بحدود ۸-۷۰٪ برسانیم زمان لازم ۱۵-۸ سال خواهد بود.

در روشهای حل کردن باطله معادن قدیمی ابعاد سنگ حدود ۱۰۰-۱۰ میلیتر بوده و در روشهای مکانیکی حل کردن سنگ را تا حدود ۱-۵/۰ میلیتر معمولاً خرد می کنند.

ج - غلظت حلال: غلظت حلال روی حل کردن اثر مهمی دارد هر قدر حلال غلیظتر باشد زمان حل کردن کمتر خواهد بود. در مورد اسیدها هر قدر غلظت بیشتر باشد مقدار ترکیبات غیر مفید حل شده نیز بیشتر خواهد بود. اگر غلظت حلال کم شود مقدار آهن حل شده نیز کمتر خواهد بود ولی با کم شدن غلظت اسید قسمتی از آهن بصورت سولفاتهای بازیکی در می آید که سطح کانه را پوشانده و مانع از حل شدن بعدی آنها می گردد همچنین در غلظت های کم اسید آهن حل شده بصورت هیدرواکسید رسوب کرده و باز هم مانع از حل شدن بعدی ترکیبات قابل حل می شود. شکل ۳-۱۳ اثر غلظت اسید روی حل شدن مس در یک سنگ معدن را نشان می دهد.



شکل ۳-۱۳: اثر غلظت اسیدی روی حل شدن مس در یک سنگ معدنی

تجربه نشان می دهد که اگر غلظت اسید از حدود ۰/۳٪ کمتر باشد عملاً آهن بصورت هیدرو اکسید رسوب خواهد کرد و راندمان بازیابی مس بسیار کم خواهد بود.

غلظت حلال بستگی به روش حل کردن نیز دارد. در بسیاری از روشهای حل کردن درجا چون بازیابی حلال بسیار پائین بوده و اکثراً بیش از نیمی از حلال به هدر می رود غلظت حلال را بسیار پائین می گیرند. فقط در روش های مکانیکی غلظت حلال بر اساس ترکیب انتخاب می شود. در هر حال غلظت حلال برای اسید سولفوریک در مورد حل کردن درجا حدود ۰/۵٪ بوده و در مورد حل کردن به روشهای مکانیکی ممکن است تا حدود ۱۵-۵٪ نیز برسد. مصرف حلال یکی از عوامل اصلی اقتصادی بودن روش حل کردن می باشد در مورد اسید مصرفی بستگی به ترکیب گانگ و مقدار آهک و ترکیبات کربناته دارد. مصرف اسید بستگی به ابعاد سنگ نیز دارد مثلاً در مورد یک سنگ معدن با وزن و ترکیب ثابت در زمان ثابت به ازای آنکه ابعاد سنگ از ۲ میلیمتر به ۲۰ میلیمتر برسد مصرف اسید حدوداً نصف خواهد شد. بازیابی حلال از سنگ معدن هرگز کامل نبوده و مقداری حلال بر روی ذرات سنگ معدن بصورت فیلم باقی میماند که اکثراً این فیلم حلال حاوی مس نیز می باشد لذا شستشوی باقیمانده سنگ معدن با آب یا حلال دیگر که قادر به گرفتن این فیلم باشد برای بازیابی حلال و مس لازم می باشد. در مورد حلالهای آمونیاکی مقدار NH_3 موجود در حلال تأثیر مهمی روی حل شدن دارد تجربه نشان می دهد که با اضافه شدن مقدار NH_3 ابتدا سرعت حل شدن بالا رفته و پس از عبور از یک ماکزیمم دو مرتبه کم می شود زیرا بالا رفتن مقدار NH_3 از حد معین باعث تشکیل یک فیلم از NH_3 در روی ترکیبات مس دار می شود که مانع از حل شدن بعدی می گردد همچنین در حلال کربنات آمونیاکی مس با اضافه شدن یون Cu^{++} در حلال سرعت حل شدن بالا رفته پس از عبور از یک ماکزیمم دو مرتبه کم می شود زیرا در این مورد نیز یک فیلم Cu^{++} در روی کانه ایجاد می شود که مانع حل شدن بعدی است.

د - درجه حرارت: بالا بردن درجه حرارت و سایر عوامل فیزیکی در روی حل شدن اثر مطلوب دارد تجربه حل شدن مس طبیعی در کربنات آمونیاکی مس نشان می دهد که به ازای بالا رفتن درجه حرارت از ۲۰ به ۴۰ درجه سانتیگراد سرعت حل شدن دو برابر شده است. اثر حرارت بخصوص در روی حل شدن ترکیبات مس دار بسیار مؤثر می باشد در حالیکه همین اثر در روی حل شدن ترکیبات آهن دار کمتر است. بالاخره اثر درجه حرارت در روشهای حل کردن سولفورهای معدنی مس در اتوکلا و بسیار مهم بوده و بالا بردن آن اثرات

متفاوتی بر روی واکنش می گذارد بالا بردن درجه حرارت در این روش روی واکنش اثر مثبت دارد ولی بالا رفتن درجه حرارت تولید گوگرد عنصری را در واکنش کم می کند. در هر حال بالا رفتن درجه حرارت در بسیاری از روش های حل کردن امکان پذیر نبوده و فقط در روش های مکانیکی و اتوکلا و می توان از این عامل استفاده کرد و چون این عمل هزینه و سرمایه گذاری بیشتری را لازم دارد لذا مسئله اقتصادی بودن آن باید بدقت مورد بررسی قرار گیرد.

ه- ترکیب گانگ کانی: وجود بعضی از ترکیبات در گانگ اثر مهمی روی بازیابی مس دارد. بعضی از کانیها جذب حلال کرده و ضمن آنکه مصرف حلال را بالا می برند مس محتوی حلال نیز تلف شده محسوب می شود مثلاً وجود کانیهای رسی (کائولینت ها) یکی از موارد کاملاً مشخص برای این مسئله می باشد. تجربه نشان داده است که در یک سنگ معدنی که گانگ آن حدود ۵٪ رس و سنگ معدنی ۱/۴٪ مس دارد پس از حل شدن با آنکه حدود ۹۰٪ مس موجود در سنگ بصورت حل در آمده است. ولی فقط حدود ۶۰٪ آن بازیابی شده است بقیه مس همراه با حلال جذب رس موجود در گانگ شده است. شستشوی ساده آب عملاً قادر به بازگیری ملکول های حلال جذب شده توسط رس نیست فقط شستشوی اسیدی همراه با بهم زدن شدید می تواند قسمتی از مس جذب شده را بازیابی کند.

و- زمان: زمان یکی از عوامل مهم در حل کردن می باشد شرایط مختلف حل کردن روی زمان اثر مهمی دارد در روش حل کردن در اتوکلا و عملاً زمان حل کردن به کمتر از یک ساعت می رسد در حالیکه در روش های درجا زمان حل کردن ممکن است تا چند سال نیز طول بکشد. سرعت عبور حلال از روی ترکیبات مس دار و نحوه تماس آن و هم چنین نفوذ پذیری سنگ و سرعت دیفوزیون حلال و غیره می تواند روی زمان اثر مهمی داشته باشند. بطور کلی زمان در روش های اتوکلا و حدود ۱۲۰-۳۰ دقیقه و در روش های مکانیکی چند ساعت و در روش های حجمی در داخل استخرهای حلال چند روز و در سطح زمین چند ماه و بالاخره در مورد حل کردن درجا چند سال طول می کشد.

روش های حل کردن:

روش های حل کردن را بشرح زیر می توان تقسیم بندی کرد.

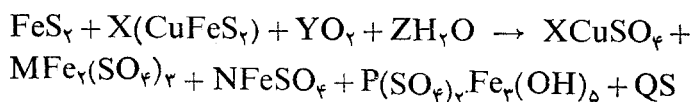
الف- حل کردن درجا: تقاضای زیاد مس در بازار و کمبود احتمالی آن در آینده نزدیک باعث شده است که ذخیره های موجود در عمق زمین و یا سنگهای فقیر و کم عیار باقی گذاشته شده در معادن قدیمی مجدداً مورد بررسی برای بهره برداری قرار گیرد.

عوامل اقتصادی متعدد از قبیل استخراج زیرزمینی بخصوص از عمق زیاد، روش باربری و حمل مواد به سطح زمین و غیره هزینه و مشکلات این عوامل باعث شده است که مسئله حل کردن مس در جا مورد توجه بیشتری قرار گیرد.

کانیهای مس معمولاً بصورت مخلوط اکسیدی و سولفور می باشد و کانی های اکسیده اکثراً در مجاورت سطح زمین قرار گرفته و هر قدر به عمق بیشتری پائین برویم مقدار آنها کمتر و بر مقدار کانیهای سولفوره افزوده می شود بطوریکه عملاً بعد از عمق معین که بستگی به شرائط محلی دارد تمام کانیها از ترکیبات سولفوره و بخصوص کالکوپیریت تشکیل شده اند لذا انتخاب حلال باید با توجه به این مسئله باشد.

ایجاد شکاف و خرد کردن طبقات زیر زمین بمنظور نفوذ پذیر کردن آن برای حلال یکی از مسائل اصلی می باشد برای این منظور حتی انفجارهای اتمی در طبقات زیر زمین و سپس وارد کردن حلال پیشنهاد شده است بالاخره قابل نفوذ کردن زمین با روشهای معمولی معدنکاری و حفاری و ایجاد شکاف و ترک با روش های هیدرولیکی راه حل های دیگر پیشنهاد شده برای حل این مسئله می باشد.

از آنجائیکه کانیهای موجود در عمق زمین اکثراً بصورت سولفور می باشد لذا باید روش حل کردن این کانیها بکار برده شود. لازمه حل کردن سولفورهای مس اکسایش اولیه سپس حل کردن در اسید می باشد و برای این منظور باید همراه با حلال اکسیژن نیز بداخل زمین تزریق گردد. چون اکسیژن از طریق حل شدن در حلال و دیفوزیون در داخل آن با کانه ترکیب می شود لذا باید فشار اکسیژن بالا باشد و در نتیجه تزریق اکسیژن بداخل اعماق زمین و نگهداری فشار آن یکی دیگر از مسائل اصلی این روش می باشد عامل حرارت نیز می تواند در حل کردن بسیار موثر باشد. چون واکنش اکسایش و حل شدن گرما زا بوده و تلفات حرارتی در اعماق زمین بعلت خاصیت هدایت حرارتی بسیار کم دیواره ها ناچیز می باشد این مسئله بنحو مطلوبی خود بخود حل شده است. واکنش حل شدن سولفورهای مس در اثر اکسایش حل شدن در اسید کاملاً ناهمگن بوده و تولید ترکیبات بسیار شامل سولفات های مس و آهن و سولفاتهای بازیک و اکسیدهای آهن و گوگرد و غیره می کند بطوریکه کل این واکنش را برای کالکوپیریت می توان بصورت زیر نوشت.



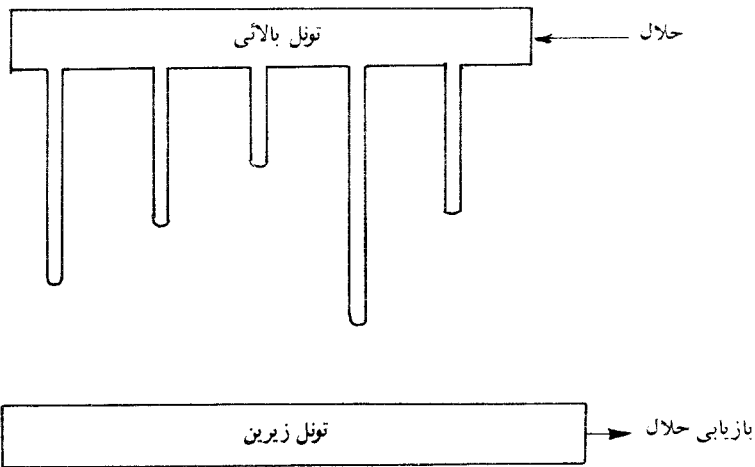
بدین ترتیب ملاحظه می شود که به ازای هر ملکول مس حد اقل ۱۰-۸ ملکول اکسیژن برای انجام واکنش لازم می باشد. برای آنکه از رسوب هیدرواکسیدهای آهن یا تشکیل سولفات های بازیک جلوگیری شود باید pH محیط از ۵/۱ کمتر نباشد. تشکیل هیدرواکسید آهن یا سولفات های بازیک باعث رسوب آنها در شکافها و عملاً مسدود کردن آنها شده و واکنش را متوقف می کند.

عمل حل کردن بطور عمده توسط دیفوزیون اکسیژن از سطح سنگ مرطوب شده توسط حلال بطرف داخل آن و انجام واکنش شیمیائی پیش می رود و نفوذ مایع حلال از طریق خلل و فرج سنگ به قسمتهای داخلی آن و حل کردن کانه عملاً در شرایط اعماق زمین نقش کوچکی دارد.

از آنجائیکه میزان اکسیژن حل شده در حلال محدود می باشد لذا عمل حل کردن عملاً توسط اکسیژن کنترل شده و دیفوزیون آن سرعت واکنش را تعیین می کند.

در حال حاضر عمل حل کردن در جا در معادن قدیمی رها شده بکار می رود در این روش چاه معادن قدیمی را پرازیسید کرده و می گذارند مدت زمان نسبتاً طولانی بهمان حال باقی بماند و سپس اسید را توسط پمپ خارج کرده و مس آنرا بازیابی می کنند در این روش غلظت اسید معمولاً کمتر از ۱٪ بوده و زمان نیز اکثراً بالغ بر یک سال می باشد.

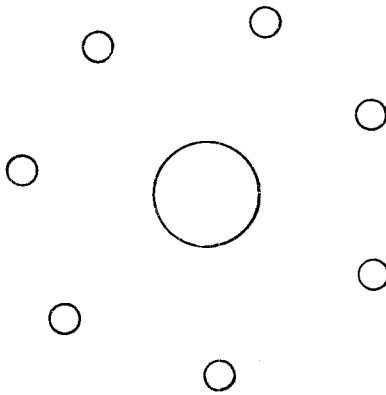
در یک روش دیگر بین دو تونل با اختلاف سطح چندین متر تعدادی چاهک زده و دو سر تونلها را مسدود کرده و از تونل زیرین حلال وارد شده از تونل بالائی را جمع آوری می کنند و برای بازیابی مس محتوی آن می فرستند. شکل ۴-۱۳ این روش را نشان می دهد.



شکل ۴-۱۳: روش حل کردن در جا بوسیله تونل

فاصله چاهک ها از یکدیگر و طول آنها بستگی به مشخصات سنگ بین دو تونل و بخصوص خاصیت نفوذ پذیری آن دارد، بازیابی حلال در حدود ۶۰٪ است.

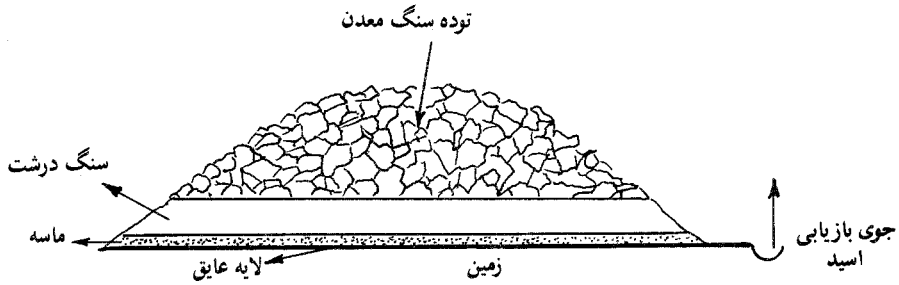
در یک روش دیگر بخصوص در معادن سطح الارضی و کم عیار یک چاه مرکزی حفر کرده و بداخل آن اسید رقیق می ریزند. سپس در فاصله ۵۰-۴۰ متری آن تعدادی چاه با عمق بیشتر گردا گرد چاه اصلی حفر کرده و حلال را از این چاهک ها جمع آوری می کنند در روش دیگر از چاه های کناری حلال را وارد کرده و از چاه مرکزی که عمق آن چند ده متر بیشتر از چاهک های کناری است حلال را بازیابی می کنند. شکل ۵-۱۳ این روش را نشان می دهد.



شکل ۵-۱۳: روش حل کردن در جا بوسیله چاه مرکزی

در هر حال عمق چاه یا چاهک های که حلال بازیابی می شود بیشتر بوده و اختلاف عمق به چند ده متر می رسد. فاصله چاه ها از یکدیگر و عمق آنها بستگی به مشخصات زمین و خاصیت نفوذ پذیری آن دارد. در این مورد غلظت اسید بکار رفته اکثراً از ۵٪ تجاوز نمی کند و بازیابی اسید در حدود ۵۰٪ می باشد بعبارت دیگر در حدود نیمی از اسید در داخل زمین هدر می رود. راندمان کار و بازیابی مس نیز معمولاً از ۵۰٪ کمتر می باشد. این روش برای گیاهانی که در سطح زمین می رویند بسیار مضر بوده و عملاً باعث خشک شدن آنها می گردد.

ب- حل کردن بصورت توده سنگ معدن: در این روش سنگهای حاوی مس را بصورت تل در آورده و روی آن حلال را که معمولاً اسید سولفوریک است می پاشند حلال پس از عبور از لابلای سنگ معدنی روی کف تل که شیب دار بوده و عایق برای آب، می باشد جاری شده و توسط جوی کوچکی جمع آوری می شود. شکل ۶-۱۳ این روش را نشان می دهد.



شکل ۶-۱۳: روش حل کردن بصورت توده سنگ معدن

در روی زمین شیب دار یک ورقه عایق پلاستیکی و یا قیرگونی کشیده شده و روی آن به ضخامت حدود ۱۰ سانتیمتر ماسه نرم می ریزند وظیفه ماسه نرم حفاظت سطح عایق است سپس روی این ماسه نرم یک ضخامت ۴۰-۳۰ سانتیمتری سنگ درشت می ریزند تا کامیون بتواند مستقیماً روی آن آمده و بار سنگ معدنی خود را خالی کند و سپس یک توده ۱۰۰-۲۰ هزارتنی سنگ کم عیار را بصورت تل در روی آن می ریزند. اسید از بالای توده بصورت دوش روی تل ریخته و توسط جوی کوچکی که در انتهای شیب زمین تعبیه شده است جمع آوری می گردد. اسید جمع آوری شده بر حسب مس محتوی آن برای بازیابی مس بکارخانه می رود و یا آنکه مجدداً آنرا برای بیشتر حل کردن مس موجود در توده سنگ روی تل می ریزند.

اسید بکار رفته نسبتاً غلیظ بوده و غلظت آن تا ۲-۱/۵٪ نیز می رسد. حل شدن نسبت به حالت در جا بعلت سطح تماس بهتر و بیشتر حلال با سنگ معدن بهتر بوده ولی درجه حرارت حاصل از واکنش تلف شده و درجه حرارت محیط بر واکنش حکم فرما خواهد بود. دانه بندی سنگ در حل شدن بسیار مهم بوده و هر قدر دانه ها کوچکتر باشند سرعت حل شدن بیشتر خواهد بود ولی دانه ها نمی توانند بصورت پودر باشند چه در این صورت اسید قادر به عبور از لایه های آنها نخواهد بود. زمان حل شدن نسبتاً طولانی است و معمولاً کمتر از یکسال نمی باشد و بستگی به ابعاد سنگ دارد بطوریکه برای حل کردن سنگهای مس دار به ابعاد حدود ۵ میلیمتر زمان حدود یکسال بوده و اگر ابعاد سنگ بحدود ۳۰ میلیمتر برسد برای بازیابی حدود ۶۰٪ مس موجود در تل سنگ معدن ۸-۵ سال لازم خواهد بود.

از این روش برای حل کردن سنگ باطله معادن استفاده می کنند در بعضی نقاط سنگهای معدنی کم عیار را در داخل تونل خرد و بدون خارج کردن از معدن در همان تونل به ترتیب فوق مورد عمل قرار می دهند. این روشها معمولاً بر روی سنگهایی که عیار مس آنها

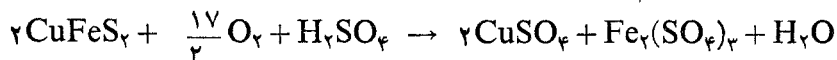
کمتر از ۵/۰٪ بکار می رود و عملاً در این روش سنگهای اکسیدی مس حل شده و کانیهای سولفور غیر قابل حل اند.

ج - حل کردن در حوضچه: در این روش سنگهای معدنی را در درون حوضچه های بتنی بزرگ ریخته و اسید را از روی آنها عبور می دهند. این حوضچه ها به تعداد مورد نیاز بوده و همواره تعدادی از آنها در حال پر شدن و تعدادی در حال خالی شدن می باشد. هر حوضچه حدود ۱۲-۱۰ متر عرض و ۶۰-۵۰ متر طول و ۶-۵ متر عمق داشته و ظرفیت ۱۵-۱۰ هزار تن سنگ را دارند. بطور کلی سنگ معدن در حوضچه ها ۵-۳ روز باقی می ماند. در این مدت عملاً تمامی مس اکسیده در حلال حل می شود. اسید در حوضچه ها جریان داشته از یک حوضچه به حوضچه دیگر می رود و پس از آنکه باندازه کافی در مس پر عیار شد از مسیر خارج و بطرف روش بازیابی مس می رود. در این روش اسید نسبتاً غلیظ بوده و غلظت آن تا حدود ۱۰٪ می رسد. مسئله مهم در این روشها خالی کردن حوضچه ها می باشد بمناسبت آنکه مقداری اسید در بین سنگهای معدنی باقی می ماند آن ها دارای خاصیت خوردگی شدید بوده و بیل های مکانیکی را که برای تخلیه بکار می رود بسرعت از بین می برد. در این مورد نیاز ابعاد سنگ از مهمی روی حل شدن دارد و بایستی از حد معینی درشت تر نباشند معمولاً ابعاد سنگها حدوداً ۱۰-۵ میلیمتر می باشد. مصرف اسید نسبتاً بالا می باشد زیرا مقداری از اسید لابلای سنگها باقی مانده و تلف می شود و بازیابی مس نیز معمولاً از ۸۰-۷۰٪ تجاوز نمی کند.

د - حل کردن مکانیکی: در این روش سنگهای معدنی خرد شده با ابعاد ۱/۰ میلیمتر بکار برده می شود. مواد توسط بهم زن در داخل حلال بصورت معلق نگه داشته می شوند. سرعت حل شدن نسبتاً زیاد بوده و معمولاً حلال و سنگ معدن در مسیر عکس یکدیگر حرکت می کنند ممکن است درجه حرارت را نیز بالا برد تا بر سرعت واکنش افزوده شود. در بعضی از نقاط درجه حرارت را تا 75°C نیز بالا می برند. سنگهای معدنی بکار برده شده اکثراً پر عیار بوده و قبلاً مورد عملیات تشویه قرار گرفته اند زیرا زمان حل کردن کوتاه بوده و از چند ساعت تجاوز نمی کند و اگر سنگ معدن حاوی سولفور باشد عملاً حل نخواهد شد.

ه - حل کردن اتوکلاو: در این روش سنگهای سولفور پر عیار مورد عمل قرار می گیرند هدف اصلی در این روش ها تبدیل عناصر فلزی موجود در سنگ معدن بصورت سولفات و گوگرد بصورت عنصری می باشد. این واکنشها در مجاورت اسید رقیق و اکسیژن محلول در حلال و

درجه حرارت بالا انجام می گیرد. برای این منظور از اتوکلا و استفاده می کنند فشار اکسیژن در داخل اتوکلا و حدود ۳۰-۵ اتمسفر بوده و درجه حرارت ۱۷۵-۱۰۰ درجه سانتیگراد و اسید N ۰/۵ می باشد ابعاد سنگ معدن نسبتاً خرد و در حدود ۰/۲-۰/۱ میلیمتر می باشد. واکنش اصلی انجام شده بصورت زیر می باشد.



تجربه نشان می دهد که مقدار کمی از گوگرد بصورت عنصری در می آید (در حدود ۴٪ کل گوگرد) هر قدر درجه حرارت بالا باشد مقدار گوگرد عنصری کمتر خواهد بود ولی عملاً واکنش تولید SO_2 و SH_2 نمی کند.

غلظت اسید نقش مهمی دارد اگر از N ۰/۱ کمتر باشد عملاً آهن بصورت هیدرواکسید در آمده و مانع از حل شدن تمامی ترکیبات مس داریم گردد در غلظت اسید معادل N ۰/۵ عملاً تمامی آهن بصورت محلول خواهد بود.

با بالا رفتن غلظت (N ۰/۵-۰/۱) سرعت واکنش بالا می رود ولی اگر غلظت اسید از N ۰/۵ تجاوز کند دیگر روی سرعت واکنش اثری نداشته و حتی ممکن است از سرعت واکنش کم کند زیرا سولفاتهای تشکیل شده روی سنگ مانع از نفوذ اسید بداخل سنگ می گردد در حقیقت برای حل شدن باید سولفات های حاصل حل شوند تا سطوح زیرین آزاد شده و آماده برای واکنش گردند بعبارت دیگر سرعت تشکیل سولفات در سطح سنگ بیشتر از سرعت حل شدن آن می باشد در نتیجه سرعت کلی واکنش با بالا رفتن غلظت اسید ثابت مانده و حتی ممکن است کم شود.

از طرف دیگر انجام واکنش بستگی به اکسیژن محلول در حلال دارد هر قدر غلظت اسید بالا تر باشد اکسیژن محلول کمتری در حلال وجود خواهد داشت و در نتیجه واکنش با سرعت کمتری جریان پیدا خواهد کرد.

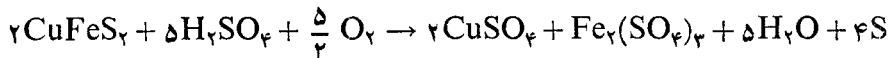
تجربه نشان داده است اگر غلظت اسید به N ۱ برسد درجه حرارت نیز حدود 175°C باشد عملاً واکنش بعلت آنکه دیگر اکسیژن نمی تواند بصورت محلول در حلال وجود داشته باشد، متوقف می گردد. فشار اکسیژن در محیط اثر مطلوب روی سرعت واکنش دارد و هر قدر بیشتر باشد سرعت نیز بالا تر خواهد بود. درجه حرارت در این مورد دو اثر متضاد دارد که عبارتند از:

- ۱- بالا رفتن درجه حرارت باعث بالا رفتن سرعت واکنش می گردد.
- ۲- بالا رفتن درجه حرارت حلالیت اکسیژن را در حلال کم کرده و در نتیجه سرعت

واکنش کم می شود.

بدین ترتیب باید درجه حرارت مناسب را با در نظر گرفتن دو عامل فوق انتخاب کرد. معمولاً درجه حرارت را حدود ۱۲۵-۱۰۰ درجه سانتیگراد می گیرند.

تجربه نشان میدهد که وجود تنش و یا نابجائی ها در داخل شبکه بلوری سولفورهای مس باعث حل شدن سریعتر آنها و تشکیل گوگرد بصورت عنصری می گردد. در یک روش دیگر از این عامل استفاده می کنند. برای این منظور سنگهای سولفور به خصوص کالکوپیریت در یک سری آسیاهای گلوله ای که دارای حرکت نوسانی نیز می باشد بشدت نرم می کنند بطوریکه عملاً ۹۹٪ ذرات دارای ابعادی کوچکتر از ۴۰ میکرون باشد. آسیای بکار برده شده از نوع بخصوص بوده و آنها را آسیای گلوله ای با ویراسیون نیز می نامند این عمل ضمن آنکه سنگ معدن را بشدت نرم می کند باعث ایجاد تنش و پیچش و نامنظمی در شبکه بلوری می شود که در اکسایش و حل شدن بعدی کالکوپیریت بشدت موثر است. در اتوکلا و فشار اکسیژن در حدود ۳۰-۲۰ اتمسفر بوده و درجه حرارت نیز در حدود ۱۱۰ درجه سانتیگراد می باشد و واکنش عملاً بصورت زیر می باشد.



عملاً ۸۵-۸۰٪ گوگرد در سنگ معدن بصورت عنصری بدست می آید. در شرایط ذکر شده و کار با آسیای ویراسیون تمامی مس عملاً بصورت محلول در می آید در صورتیکه اگر در همین شرایط بدون عمل خرد کردن در آسیای ویراسیون عمل حل کردن را انجام دهیم فقط ۱۵٪ مس بصورت محلول در می آید. درجه حرارت روی واکنش اثر مطلوب داشته و بالا بردن درجه حرارت از ۵۰ به ۱۱۰ مقدار حل شدن مس را در ۶۰ دقیقه از ۳۰٪ به ۱۰۰٪ می رساند مدت عمل در اتوکلا و بسیار کم بوده و از ۱۲۰ دقیقه تجاوز نمی کند و اکثراً حدود ۶۰ دقیقه می باشد. اگر کانی گوگرد دار مس بصورت Cu_2S باشد عمل حل شدن حدود ۳۰ دقیقه لازم خواهد داشت. لذا در بعضی شرایط سنگهای معدنی را با مس در غیاب هوا در ۴۵۰ درجه حرارت می دهند تا همه مس بصورت سولفوریک ظرفیتی آن در آید.

وجود تنش و نابجائی در شبکه بلوری اثر بسیار مهمی دارد تجربه نشان می دهد که اگر سنگهای خرد شده در آسیای ویراسیون را به مدت کمی در ۴۵۰ درجه سانتیگراد و در غیاب هوا حرارت دهیم شبکه بلوری بحالت نرمال خود برگشته و حل کردن آن زمانی چند برابر لازم خواهد داشت. روش اتوکلا و یک روش گران بوده و فقط در مورد کنسانتره فلوتاسیون ها و بخصوص در مواقعی که کانی حاوی فلزات گران قیمت مانند نیکل و کبالت باشد بکار

می رود.

انتخاب روش حل کردن بستگی به عوامل بسیاری دارد که عبارتند از عیار مس در سنگ معدن ابعاد سنگ معدن، ترکیب کانی، بهای حلال مقدار مصرف آن و سرمایه گذاری، زمان حل شدن، بازیابی حلال و غیره.

روش های درجا معمولاً هزینه سرمایه گذاری کم داشته و اکثراً از حلال های ارزان قیمت مانند اسید سولفوریک استفاده می کنند. بازیابی اسید نیز معمولاً بسیار پائین می باشد و بیشتر در مورد باطله های فلوتاسیون و یا باطله سنگ معدن بکار می رود. روشهای مکانیکی و حوضچه در مورد سنگهای معدنی پر عیار که روی آنها عملیات متالورژی مانند تشویه و غیره انجام شده است بکار می رود و بالاخره روش اتوکلا و برای سنگهای سولفور بخصوص کالکوپیریت بکار می رود. جدول ۱-۱۳ مقدار مس را که بصورت های مختلف استخراج می شود نشان می دهد.

جدول شماره ۱-۱۳: شرایط و مقدار مس که از روش‌های مختلف حل کردن استخراج می‌شود

منتهای مختلف حل کردن	چگونگی میترالها	درصد مس در سنگهای معدن	Kg/m ³	سولفوریک به سنگهای معدن	Kg/m ³	مقدار مصرف اسید	عیار مس در محلول	مدت مصرف زمانی برای حل شدن	شرایط و مقدار مس که از روش‌های مختلف حل کردن استخراج می‌شود	مقدار تولید مس	مقدار تولید مس tonnes/day	مقدار تولید مس تن در روز	مقداری تولید مس از این طریق به تن درسال درجهان
In situ	اکسید، مقدار سولفید	۰/۵-۱	۱-۵	۱-۲	۱-۲	۵ تا ۲۵ سال	۴ × ۱۰ ^۶ tonnes	گنجایش مخازن	۲۰	۲۰	۲۰	۲۰	۵۰۰۰۰
Dump	اکسید، سولفید و سنگهای باقیمانده	۰/۲-۱	۱-۵	۱-۲	۱-۲	۲ تا ۲۰ سال	۵ × ۱۰ ^۶ tonnes	چندین ماه	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۲۵۰۰۰۰
Heap	اکسید	۰/۵-۱	۲-۱۰	۲-۵	۲-۵	چندین ماه	۳ × ۱۰ ^۵ tonnes	۱۲ تا ۱۰ روز	۲۰	۲۰	۲۰	۲۰	۵۰۰۰۰
Vat	اکسید	۱-۲	۵۰-۱۰۰	۳۰-۴۰	۳۰-۴۰	۱۰ تا ۲۰ روز	۶ تا ۱۲ مخزن	۲ تا ۵ ساعت	۲۵۰	۲۵۰	۲۵۰	۲۵۰	۳۰۰۰۰۰
Agitator	اکسید (پرعیار شده) تشویه شده	۲۰-۳۰	۵۰-۱۰۰	۳۰-۵۰	۳۰-۵۰	۲ تا ۵ ساعت	۲ تا ۵ مخزن بهم زن	۲ تا ۵ ساعت	۲۵۰	۲۵۰	۲۵۰	۲۵۰	۳۰۰۰۰۰

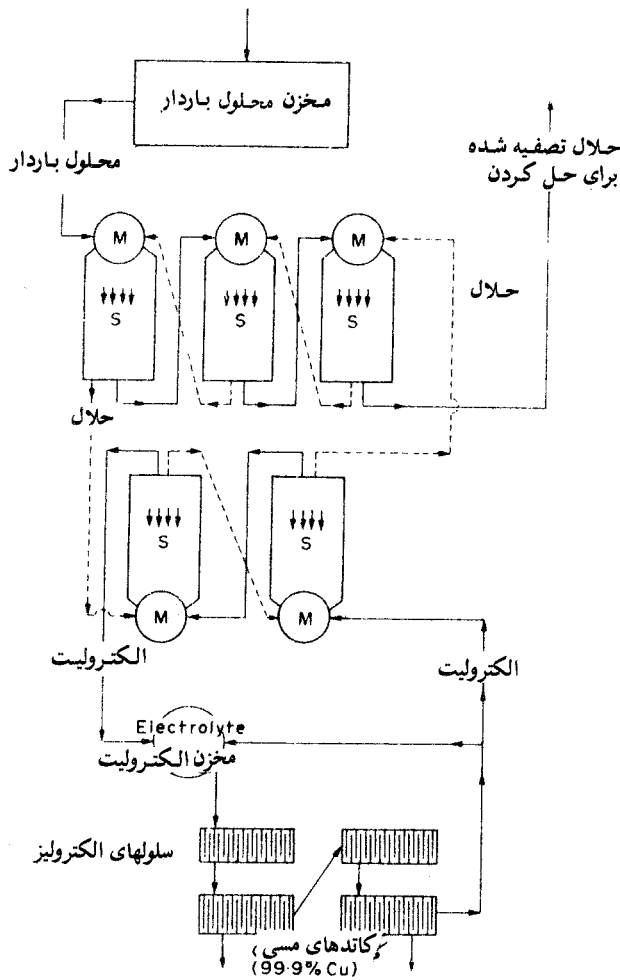
فصل چهاردهم

پرعیار کردن محلول های کم عیار

محلول هائی که از حل کردن سنگهای معدنی بخصوص سنگهای معدنی فقیر بدست می آید دارای عیار مس کم می باشد بطور معمول عیار این محلولها ۳-۸/۰ گرم در لیتر مس می باشد در مورد سنگهای غنی و یا کنسانتره عیار مس تا ۱۵ گرم در لیتر نیز می رسد. روش عمل عبارتست از خارج کردن انتخابی یک ترکیب شیمیائی توسط یک محلول آلی دیگر که به آن حلال یونی نیز می گویند برای این منظور محلول آلی را با محلول اولیه بهم می زنند در نتیجه ترکیب معینی از محلول اول وارد محلول آلی شده و در آن پرعیار می گردد سپس با ساکن گذاشتن این دو محلول از یکدیگر جدا می شوند و سپس ترکیب مورد نظر را از حلال آلی بازیابی می کنند و بدین ترتیب محلول آلی آزاد شده و دو مرتبه برای استخراج انتخابی ترکیب مورد نظر از محلول اولیه بکار می رود. ممکن است دو محلول را در جهت عکس یکدیگر بحرکت در آورد و بدین ترتیب ترکیب مورد نظر را از محلول اولیه گرفت. شکل ۱-۱۴ طرز کار حلال یونی را نشان می دهد.

بدین ترتیب عیار مس در حلال آلی می تواند محدود (۵۰-۳۰ گرم در لیتر) برسد. با کاربرد حلال یونی می توان.

الف - از مخلوط املاح محلول در یک حلال بطور انتخابی یک ترکیب را جدا کرد.
ب - از محلول های بسیار رقیق ناشی از حل سنگهای معدنی فقیر یک محلول پرعیار بدست آورد.

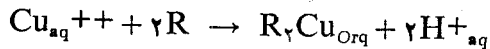


شکل ۱-۱۴

ج - مسئله صاف کردن و فیلتر کردن محلول اولیه که دارای مقداری مواد جامد معلق است حل شده و هزینه صاف کردن و فیلتره کردن صرفه جوئی می شود و بدین ترتیب ضمن صرفه جوئی در هزینه این عملیات از تلفات فلز مورد نظر همراه با حلالهای باقی مانده در جامد فیلتراسیون نیز جلوگیری می شود.

د - میتوان عمل تعویض یونی یا جدا کردن انتخابی ترکیب مورد نظر را بطور پیوسته انجام داد و بدین ترتیب هزینه های هیدرومتالورژی را بحداقل رساند.

عواملی که در جدا کردن انتخابی ترکیب معین موثراند عبارتست از درجه حرارت pH محیط، مقدار حجم محلول، مقدار وزن عنصر مورد نظر در محلول و غیره. بطور کلی اگر مس موجود در محلول اولیه را با Cu_{aq} و مس موجود در حلال یونی را با Cu_{Org} و حلال یونی را با R نمایش دهیم واکنش عمل را می توانیم بصورت زیر نوشت:



و اگر ضریب تعادل را برای رابطه بنویسیم خواهیم داشت.

$$K = \frac{[R_{\nu}Cu_{Org}][H_{aq}^{+}]^{\nu}}{[Cu_{aq}^{++}][R]^{\nu}}$$

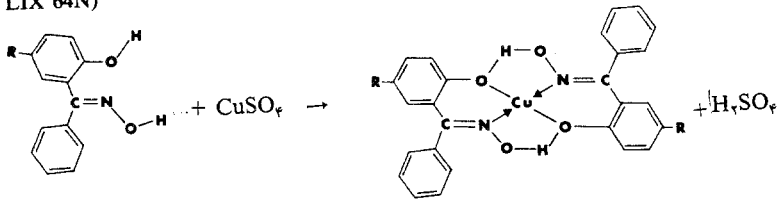
و یا

$$R_{\nu}Cu_{Org} = K \frac{[Cu_{aq}^{++}][R]^{\nu}}{[H_{aq}^{+}]^{\nu}}$$

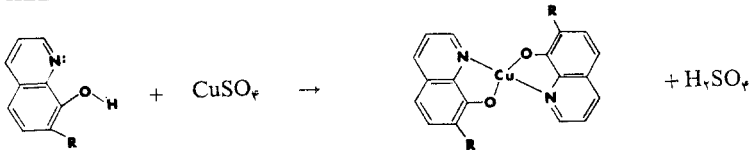
ملاحظه می شود برای آنکه غلظت مس در حلال یونی بالا باشد باید مقدار ناخالصی ها که بصورت H_{aq}^{+} می باشد کم شود و از این خاصیت در صنعت استفاده و محلول اولیه را با ناخالصی های موجود آن در مخازن رسوب دهنده از حلال یونی جدا می کنند درجه حرارت روی K اثر مطلوب داشته و بالا رفتن آن باعث بزرگتر شدن ضریب تعادل می گردد.

جدا کردن انتخابی ترکیب معین توسط حلال یونی در سالهای اخیر با پیدایش $Lix-64N$ و $Kelex-100$ و $Kelex-120$ وارد مرحله جدیدی شد چه قبل از آن (تا سال ۱۹۶۰) گرفتن سولفات مس از محلولهایی که pH آنها کمتر از ۴ بود ممکن نبود و خنثی کردن محلول توسط باز تا این حد باعث مصرف بسیار زیاد باز می شد و اکثراً این عمل مقرون بصره نبود با وارد صنعت شدن این محلولها استخراج سولفات مس از محلولهای رقیق در هر pH ممکن می باشد و بدین ترتیب کار برد حلال یونی بسرعت توسعه یافت و واکنشهای انجام شده توسط این حلالهای یونی بقرار زیر است.

LIX 64N)



KELEX 100

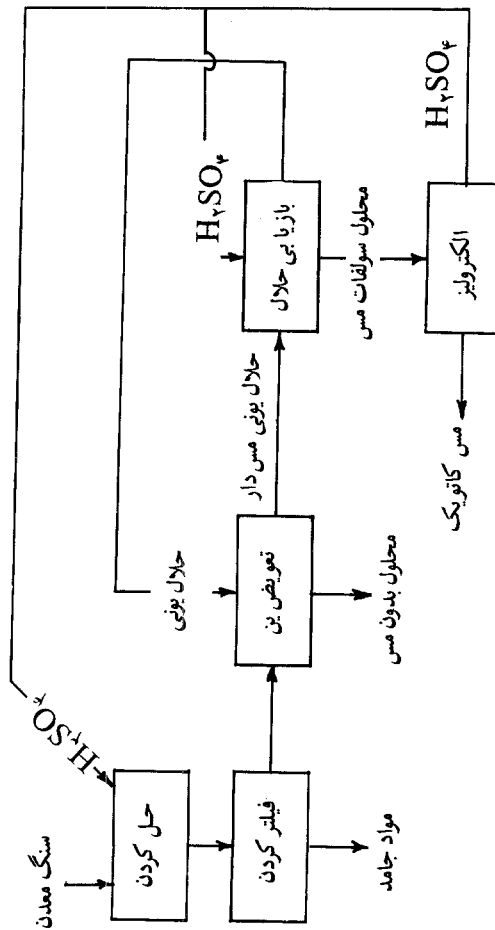


در حقیقت Lix-64N ترکیب β هیدروکسی بنزوفنون اکسیم و Kelex 100 ترکیب الکیل β هیدروکسی کینولین می باشد. برای رقیق کردن این محلولها از تولوئن استفاده می کنند. محلول بدست آمده توسط حلال یونی حدوداً دارای ترکیبی بصورت زیر می باشد.

$$\begin{aligned} \text{لیتر} / \text{گرم} &= 30-50 \text{ Cu}^{++} \\ &= 1-5 \text{ آهن فریک} \\ &= 3 \text{ آهن کل} \end{aligned}$$

از این محلول می توان مس را توسط CO_2 رسوب داده و حلال یونی را بازیابی کرد و با حل مجدد رسوب در اسید سولفوریک سولفات مس پرعیار بدست آورده و یا آنکه محلول یونی را مستقیماً با اسید سولفوریک قوی مخلوط کرد و واکنش را در جهت عکس راند و حلال یونی را جدا کرده و دو مرتبه برای جدا کردن انتخابی بکار برده و بدین ترتیب یک مسیر بسته ایجاد کرد که در آن حلال یونی پیوسته سولفات مس را از محلول رقیق آن جدا کرده و سپس در مجاورت اسید سولفوریک قوی مس را از دست داده و خود بصورت آزاد در آمده و به ابتدای مسیر بر می گردد. شمای کار را می توان بصورت زیر در آورد شکل ۲-۱۴

امروزه در بسیاری از نقاط سیستم صاف کردن محلول اولیه را از میان برداشته و مستقیماً پولپ حاصل از حل کردن سنگ معدن را با حلال یونی مخلوط کرده و ترکیب مس دار را جدا می کنند.



شکل ۲-۱۴

مسئله مهم در حل کردن یونی تلفات حلال یونی در جریان کاری می باشد زیرا معمولاً این حلالها دارای قیمت بالا بوده و تلفات زیاد آنها باعث غیر اقتصادی شدن طریقه می گردد. تلفات حلال یونی به ازای هر تن مس کاتدیک بدست آمده ۴-۲ لیتر می باشد که

- بهای آن نقش مهمی در اقتصادی بودن روش دارد تلفات حلال یونی ناشی از عوامل زیر است .
- ۱- حل شدن مقداری حلال یونی در محلول اولیه ، معمولاً مقدار این حلالیت بسیار کم بوده و از PPM ۲۰-۱۰ تجاوز نمی کند ولی از آنجائیکه مقدار و حجم محلول اولیه بسیار زیاد است مقدار تلفات ناشی از حل شدن قابل توجه خواهد بود .
 - ۲- باقی ماندن مقداری حلال در مواد جامد و جذب شدن مقداری حلال یونی توسط سطوح جامد بصورت فیلم . این امر عامل اصلی تلفات حلال یونی می باشد .
 - ۳- باقی ماندن مقداری حلال یونی بصورت امولسیون در محلول اولیه .
 - ۴- تجزیه و شکسته شدن ملکول آمین در اثر بهم زدن زیاد .
- تجربه نشان میدهد که پیریت خاصیت جذب سطحی بسیار برای آمین ها دارد و هر قدر ذرات نرمتر باشند سطوح بیشتری داشته و تلفات آمین بیشتر خواهد بود . لذا غبار گیری از جامد می تواند در کم شدن تلفات حلال یونی موثر باشد . همچنین می توان با اضافه کردن مواد آلی ارزانتر (مانند نشاسته) و بهم زدن محلول قبل از اضافه کردن حلال یونی سطح ذرات را توسط فیلم این مواد آلی پوشاند و بدین ترتیب از تلفات حلال یونی کم کرد . بالاخره با بهم زدن در حد لازم مانع از شکسته شدن ملکول های آمین گردید .

فصل پانزدهم

استخراج مس از محلول

بازیابی مس از محلول آن می تواند بچند صورت انجام گیرد که عبارتند از:

۱- سمانتاسیون .

۲- رسوب شیمیائی

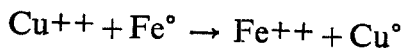
۳- الکترولیز.

۴- الکتروود یالیز.

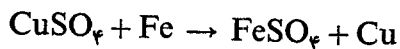
۱- سمانتاسیون یا رسوب دادن مس توسط آهن:

این روش در مواردی که ظرفیت کوچک بوده و یا سنگهای معدنی بکار برده شده کم عیار باشند و بالاخره مواقعی که محلول دارای ناخالصی های زیاد و مضر برای الکترولیز باشد بکار می رود. عمل رسوب دادن مس را می توان با تمام فلزاتی که میل ترکیبی آنها با اکسیژن بیشتر از مس است انجام داد کاربرد آهن بعلت آنکه نسبتاً ارزان و فراوان می باشد برای رسوب دادن بیشتر متداول می باشد.

واکنش عبارتست از جانشین شدن آهن بجای مس،



و یا



و ضریب ثابت تعادل .

$$K = \frac{[Fe^{++}][Cu^{\circ}]}{[Fe^{\circ}][Cu^{++}]}$$

و یا

$$[Cu^{\circ}] = K \frac{[Fe^{\circ}][Cu^{++}]}{[Fe^{++}]}$$

از آنجائیکه Fe° فاز جداگانه ای را تشکیل می دهد غلظت آن مساوی یک بوده و مقدار مس راسب شده بستگی مستقیم به غلظت مس در محلول و هم چنین بطور غیر مستقیم به غلظت سولفات آهن در محلول خواهد داشت . در نتیجه واکنش مس بصورت گرد رسوب می کند . در گذشته مس را در کانال هائی که چند صد متر طول و $1/5-1$ متر عرض و همین مقدار عمق داشت و آهن قراضه در کف کانال قرار دارد رسوب می دادند . در یک چنین کانال هائی $4000-5000$ متر مکعب محلول را میتوان مورد عمل قرار داد .

محلول مس دار با سرعت معینی از کانال عبور می کند و حدوداً مدت زمان $12-1$ ساعت محلول مس دار در مجاورت آهن قرار می گیرد و در این مدت $98-90\%$ مس موجود در محلول رسوب می کند . تجربه نشان می دهد که ابعاد کانال و سرعت عبور محلول و عیار مس در محلول و سطح تماس آهن در سرعت رسوب گذاری موثر می باشند . راندمان بالای بازیابی مس موقعی بدست می آید که عیار مس در محلول در حدود $7-6$ گرم در لیتر بوده و سرعت حرکت محلول حدود 350 متر مکعب به ساعت باشد و با تغییر این اعداد راندمان کم می شود با توجه به اینکه محلولهای مورد عمل در این روش بین $3-8$ گرم در لیتر مس و بطور متوسط $1/5$ گرم در لیتر مس دارند لذا امکان بازیابی کامل وجود ندارد . ضریب رسوب مس در کانال را معمولاً بر حسب مس رسوب داده شده بر حسب کیلو گرم در هر متر مکعب از حجم کانال در مدت زمان یک روز می دهند این مقدار در حدود $60-40$ کیلو گرم می باشد . در صنعت فرمول های تجربی زیادی برای محاسبه این ضریب و در نتیجه تعیین حجم کانال داده شده است که بعنوان مثال یکی از آنها ذکر می شود .

$$K = a \times c^n \times e^{m \times c} \times R^b$$

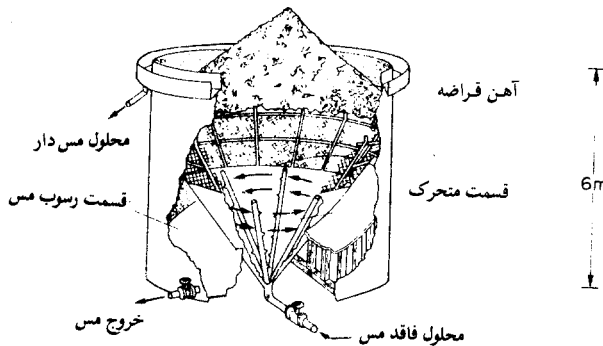
که در آن a و n و m و b مقادیر ثابت بوده و c عیار مس در محلول و R سرعت حجمی محلول می باشد . مقادیر ثابت محاسبه شده برای فرمول بقرار زیر است .

$$K = 0.072 \times c^{2/91} \times e^{-511c} \times R^{1/15}$$

گاهی اوقات ضریب بازیابی مس در کانال را برحسب طول کانال می دهند. در صنعت اکثراً از چدن قراضه بجای آهن قراضه استفاده می کنند و تجربه نشان می دهد که وجود کربن در محیط در سرعت واکنش موثر بوده و بر مقدار آن می افزاید و بهمین دلیل کاربرد چدن قراضه بیشتر معمول می باشد.

بطور کلی مصرف آهن در حدود دو برابر مصرف تثوریک آن می باشد و باید به ازای هر کیلو گرم مس بطور تثوریک مقدار $0/875$ کیلو گرم آهن مصرف شود در حالیکه عملاً مقداری آهن سه ظرفیتی به دو ظرفیتی تبدیل گشته و بالاخره مقداری آهن نیز زنگ زده و بلا مصرف می ماند. سطح تماس آهن قراضه خود در سرعت واکنش و زمان تماس محلول با آهن موثر می باشد و اگر آهن بصورت پودر مصرف شود در اینصورت سرعت رسوب بسیار بالا بوده و زمان تماس محلول با آهن به حداقل خواهد رسید و ضریب رسوب مس در کانال ماکزیم خواهد بود ولی در مقابل جدا کردن پودر مس از آهن مستلزم هزینه خواهد بود. مس رسوب کرده به صورت پودر بوده و عیار آن $90-85\%$ است

امروزه عمل رسوب دادن مس توسط آهن را در راکتورهائی که بصورت مخروطی یا استوانه ای شکل می باشند انجام می دهند این دستگاه ها دارای حرکت دورانی بوده و در نتیجه سرعت واکنش بیشتر می باشد و حجم دستگاه ها نیز کوچکتر می گردد. شکل ۱-۱۵ یک نوع از این دستگاهها را نشان می دهد.

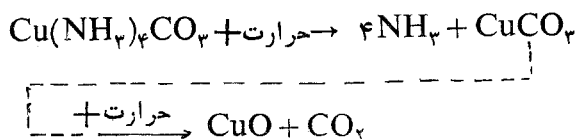


شکل ۱-۱۵- راکتور جهت سمنتاسیون مس

این روش هزینه سرمایه گذاری کمتری را دارا می باشد ولی مس حاصل از آن ناخالص بوده و بایستی توسط روشهای حرارتی ذوب و تصفیه گردد. از طرف دیگر اسید مصرف شده برای حل کردن مس مجدداً بازیابی نشده و سولفات آهن تشکیل شده نیز فاقد ارزش می باشد.

۲- رسوب شیمیائی :

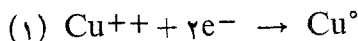
در این روش از واکنشهای شیمیائی برای رسوب مس از محلول استفاده می کنند مثلاً برای رسوب دادن مس از محلول آمونیاکی آن از واکنش زیر استفاده می شود.



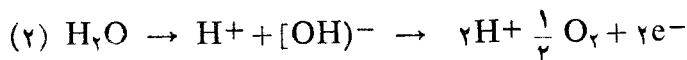
در آزمایشگاهها یکسری آزمایش برای رسوب مس از محلول توسط H_2S بعمل آمده است. حسن روش رسوب کامل مس از محلول می باشد ولی از نقطه نظر اقتصادی این روشها فعلاً فاقد ارزش می باشند.

۳- رسوب مس توسط الکترولیز:

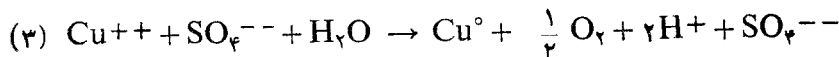
وجود ناخالصی ها در محصول بدست آمده از روش سمناسیون و بالا رفتن قیمت آهن قراضه و عدم بازیابی اسید باعث شده است که روش سمناسیون (رسوب مس توسط آهن) بخصوص در مقیاسهای بزرگ مقرون بصرفه نبوده و روش الکترولیز توسعه بیشتری پیدا کند. واکنش اصلی در الکترولیز عبارتست از:



برای تجزیه شدن محلول نظریات مختلفی وجود دارد که طبق یکی از این نظریات واکنش بالا (۱) می تواند بصورت زیر انجام پذیرد.



$$E = 1,23\text{V}$$



$$E = 0,89\text{V}$$

در حقیقت دو الکترون آزاد شده در واکنش (۲) را مس موجود در الکترولیت گرفته و طبق واکنش (۱) مس روی کاتد رسوب می کند اکسیژن حاصل در آن متصاعد می شود و اسید سولفوریک تشکیل شده نیز برای حل کردن سنگ معدن به مسیر برگردانده می شود. مشخصات اصلی روش را می توان بشرح زیر خلاصه کرد:

۳-۱- اختلاف سطح لازم برای انجام واکنش:

اختلاف سطح لازم عبارتست از:

$$V = E_C + E_a + S_C + S_a + IR$$

- که در آن E_C اختلاف سطح لازم در کاتد برای تجزیه الکترولیت:
 E_a اختلاف سطح لازم در آند برای تبدیل اتمهای اکسیژن به گاز.
 S_a سورتانسیون آنودیک.
 S_C سورتانسیون کاتدیک.
 R مقاومت الکترولیت.
 I شدت جریان.

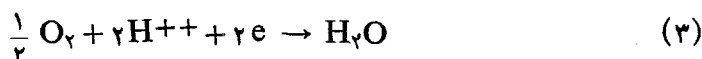
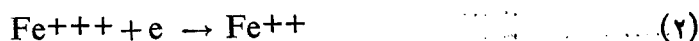
$$V = 0.19 + 0.16 + 0.105 + 0.105 + IR = 0.36 + IR$$

انرژی تلف شده در اثر مقاومت الکترولیت بستگی به درجه حرارت و فاصله الکترودها از یکدیگر و ترکیب الکترولیت دارد هم چنین سیستم اتصالات و تعداد آنها نیز در این مورد موثر است بطور کلی اختلاف لازم در حدود $0.9 - 0.5$ ولت می باشد لذا جمع اختلاف سطح های لازم برای الکترولیز حدود $2/5 - 2/1$ ولت خواهد بود که در مقام مقایسه با الکترولیز تصفیه مس ملاحظه می شود که حدود ۱۰ برابر بزرگتر است.

۳-۲- دانسیته جریان و راندمان آن:

دانسیته جریان نیز بستگی به ترکیب الکترولیت و واکنش های انجام شده در الکترولیت دارد.

بطور کلی واکنشهای انجام شده در الکترولیت را میتوان نوشت،



اگر با D_1 ، D_2 و D_3 دانسیته جریان لازم برای هر واکنش در نظر گرفته شود دانسیته جریان

$$D = D_1 + D_2 + D_3 \quad \text{کلی عبارت خواهد بود از:}$$

معمولاً مقدار D_2 در مقابل D_1 و D_3 بسیار کوچک بوده و قابل صرفنظر کردن است زیرا مقدار اکسیژن محلول در الکترولیت بسیار کم بوده و با بالا بردن درجه حرارت الکترولیت می توان از حلالیت آن باز هم کم کرد. مقدار D_2 بستگی به مقدار یونهای Fe^{+++} در محلول دارد. عوامل بسیار در مقدار یونهای Fe^{+++} و مصرف انرژی توسط آن اثر دارد که می توان بشرح زیر خلاصه کرد.

الف - عوامل مربوط به حل کردن.

ب - عیار آهن در سنگ معدن.

ج - روش حل کردن.

د - نوع حلال و غلظت آن.

۳-۳ عوامل مربوط به الکترولیز:

الف - درجه حرارت:

درجه حرارت روی سرعت واکنش احیاء آهن اثر مستقیم دارد با بالا رفتن درجه حرارت سرعت واکنش نیز زیاد می شود و از راندمان جریان کم می کند مثلاً بازای غلظت Fe^{+++} مساوی با $2/8$ گرم در لیتر و چگالی جریان $160 Am^{-2}$ بالا بردن درجه حرارت از $25^{\circ}C$ به $55^{\circ}C$ راندمان جریان از 84% به 75% تنزل می کند.

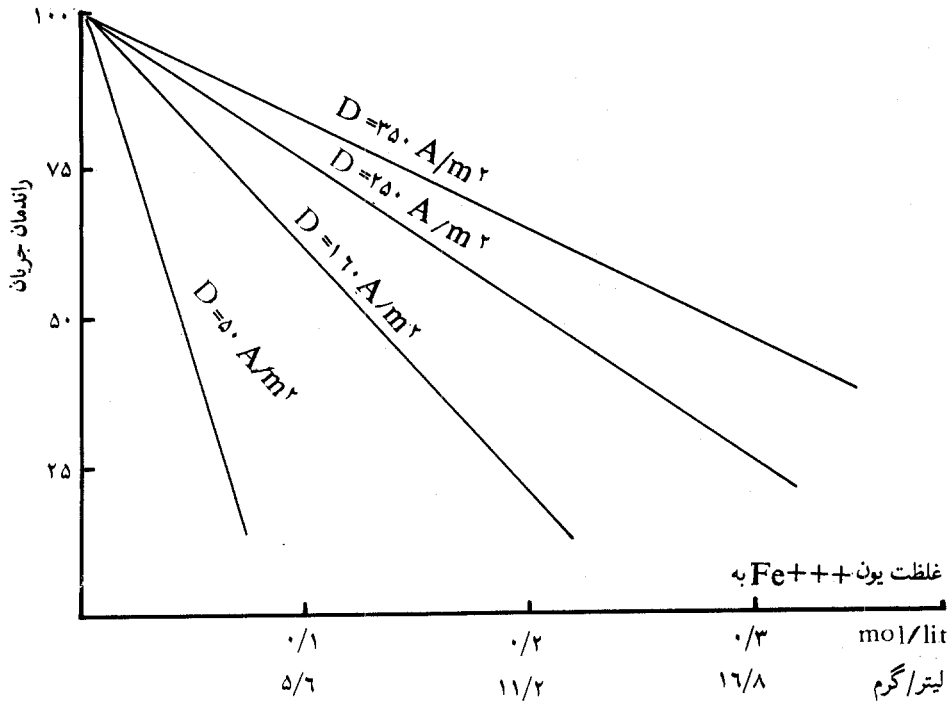
ب - سرعت الکترولیت یا شدت بهم زدن آن:

بهم زدن شدید الکترولیت یا سرعت زیاد آن امکان رسیدن یونهای Fe^{+++} را به کاتد بیشتر کرده و در نتیجه از راندمان جریان کم می کند.

ج - غلظت یونها:

هر قدر مقدار یونهای آهن سه ظرفیتی بیشتر باشد راندامان جریان کمتر خواهد بود. مقدار کم شدن راندامان جریان به دانسیته جریان نیز بستگی دارد. منحنی $2-15$ راندامان جریان را بازای مقادیر مختلف یون Fe^{+++} در الکترولیت و دانسیته جریان نشان می دهد. بدین ترتیب ملاحظه میشود که هر قدر مقدار آهن در الکترولیت بیشتر باشد راندامان کمتر خواهد بود و این کم شدن راندامان جریان در دانسیته های جریان کم بیشتر نمایان خواهد بود. در هر حال دانسیته جریان معمولاً در الکترولیز بین $150-250 Am^{-2}$ می باشد و درجه حرارت

نیز بستگی به مقدار یون Fe^{+++} داشته و بین $55^{\circ}C$ - 25 تغییر می کند.



شکل ۲-۱۵ اثر یونهای Fe^{+++} روی راندمان الکترولیز در دانسیته جریانهای مختلف

۳-۴- کم کردن مقدار آهن در الکترولیت :

برای کم کردن مقدار آهن در الکترولیت باید اولاً محلول اولیه حاوی آهن کم باشد و در مرحله بعد مانع از بالا رفتن غلظت آهن در الکترولیت شد.

۳-۴-۱- رسوب آهن بصورت هیدرواکسید :

برای این منظور کافیست که pH محلول را به حدود ۵ رساند در این pH تمام آهن بصورت هیدرواکسید سه ظرفیتی رسوب خواهد کرد برای آنکه تمام آهن رسوب کند باید قبلاً به محلول یک عامل اکسید کننده اضافه شود تا تمامی آهن را بصورت سه ظرفیتی در آورد.

۳-۴-۲- رسوب آهن بصورت فسفات :

برای این منظور مقداری فسفات به محلول اضافه می کنند و آهن بصورت فسفات آهن

رسوب می کند که با صاف کردن می توان آنرا جدا کرد. هر دو این روشها عملاً قادر به حذف تمامی آهن از الکترولیت می باشد ولی هزینه آن بالا بوده و اکثراً از نقطه نظر اقتصادی مقرون بصرفه نیستند.

۳-۴-۳- حذف آهن با کاربرد حلال یونی :

از آنجائیکه حلالهای یونی بصورت انتخابی عمل می کنند کاربرد آن برای پرمیاری کردن مس عملاً باعث حذف آهن نیز می شود بطوریکه اکثراً بعد از استخراج و پرمیاری کردن مس از محلول اولیه توسط حلال یونی عیار آهن در محلول بدست آمده کمتر از ۳ گرم در لیتر می باشد که اگر مقدار آنرا در الکترولیت در همین حد ثابت نگهداشته شود. اثر آن روی راندمان جریان قابل چشم پوشی خواهد بود

۳-۴-۴- کاربرد روش هائیکه که مقدار آهن کمی را حل می کند :

تجربه نشان می دهد که نوع حلال و غظت آن در روی حل شدن آهن و وارد شدن آن به الکترولیت بسیار موثر می باشد. بعضی از حلال ها اصولاً روی آهن اثری نداشته و آنرا حل نمی کنند مانند ترکیبات آمونیاکی و بعضی دیگر در غلظت های کم اثر آنها روی آهن کمتر است مثلاً اسید سولفوریک رقیق آهن کمتری را حل می کند و بالاخره کاربرد محلول SO_4 در آب این مزیت را دارد که اثر آن روی املاح آهن بمراتب کمتر از اسید سولفوریک می باشد.

۳-۴-۵- کاربرد دیافراگم :

در این روش در دورآند یک دیافراگم کشیده می شود که مانع از عبور آهن یونیزه به طرف کاتد می شود و بدین ترتیب مانع از اکسیداسیون مجدد در آند می شود ولی دیافراگم بر مقاومت الکتریکی الکترولیت افزوده و بالتجربه باعث مصرف انرژی می گردد.

۳-۵- تصفیه الکترولیت :

برای آنکه غلظت آهن در الکترولیت به تدریج بالا نرود بایستی همواره مقداری از آن مورد تصفیه قرار گیرد. معمولاً ۱-۳٪ الکترولیت بطور پیوسته از جریان خارج شده و در قسمت تصفیه آهن آن حذف و به مسیر برگردانده می شود.

تجربه نشان می دهد که وجود ناخالصی ها دیگر مانند Mg و Al و Na و K عملاً در الکترولیز مزاحم نبوده و حتی وجود آنها به مقدار کم در الکترولیت روی احیاء و اکسید شدن

اثر گذارنده و از شدت آن کم میکنند. در هر حال ترکیب الکترولیت حدوداً عبارتست از:

لیتر / گرم $H_2SO_4 = 30-200$

لیتر / گرم $Cu^{++} = 22-55$

لیتر / گرم < 3 آهن کل

جدول شماره ۱-۱۵ مشخصات تعدادی از کارخانجات رسوب مس توسط الکترولیز و آنالیز الکترولیت آنها را نشان می دهد.

۶-۳- آند و کاتد الکترولیز:

۱- آند: آند معمولی برای الکترولیز آندهای سربی با ۶٪ آنتیموان می باشد ولی این آندها کم و بیش در اسید حل شده و سرب محلول همراه با مس روی کاتد می نشیند و باعث ناخالص شدن آن می گردد. آندهای سربی با ۱٪ نقره نشان داده است که بهتر از آلیاژ سرب و آنتیموان بوده و کمتر مس کاتد یک را آلوده می کند. ولی از آنجائیکه الکترولیت حاوی اسید آزاد زیاد می باشد و پیش بینی می شود که در آینده اسیدیته الکترولیت تا (۳۰۰ گرم در لیتر) اسید آزاد برسد این نوع آندها مقاومت کافی نداشته و امروزه آندهای مقاوم تر مورد بررسی هستند. آندهای تیتان یک راه دیگری برای آند می باشد بالاخره آندهای گرافیتی و مانیتیت نیز مورد بررسی هستند.

امروزه آندهای تیتانیوم با روکش از فلز پلاتین با وجود گرانی بسیار پلاتین بخاطر آنکه محصول حاصله مستقیماً قابل کاربرد الکتریکی است در صنعت رواج بسیار دارد بالاخره ممکن است بجای روکش پلاتین از آلیاژ پلاتین ایریدیوم (۷۰٪ پلاتین + ۳۰٪ ایریدیوم) استفاده کرد.

۲- کاتد: مس خالص می باشد، منظم و کمپاکت بودن رسوب بستگی به دانسیته جریان دارد و هر قدر دانسیته جریان بیشتر باشد این رسوب نا منظم تر خواهد بود. کاربرد مواد آلی مانند ژلاتین یا نشاسته در الکترولیت به منظم شدن رسوب کمک می کند ولی بالا بردن مقدار این مواد در الکترولیت باعث بالا رفتن ولتاژ نیز می شود لذا انتخاب مقدار لازم از این مواد بستگی به شرایط کار و ناخالصی ها و نوع رسوب خواهد داشت.

عیار مس حاصل در کاتد برای آندهای سربی معمولاً حدود ۹۹/۵٪ است که برای مصارف الکتریکی ناکافی می باشد ولی می توان از آن در مصارف صنعتی استفاده کرد مهمترین ناخالصی مس سرب و سلنیم و بیسموت می باشد و اگر بخواهیم مس خالص تر شود باید آنرا مجدداً مورد تصفیه الکتریکی قرار دهیم. مس حاصل با آندهای روکش پلاتین دار دارای عیار حداقل ۹۹/۹٪ بوده و مستقیماً قابل مصرف هستند. جدول شماره ۱-۱۵ مشخصات رسوب مس توسط الکترولیز را نشان می دهد.

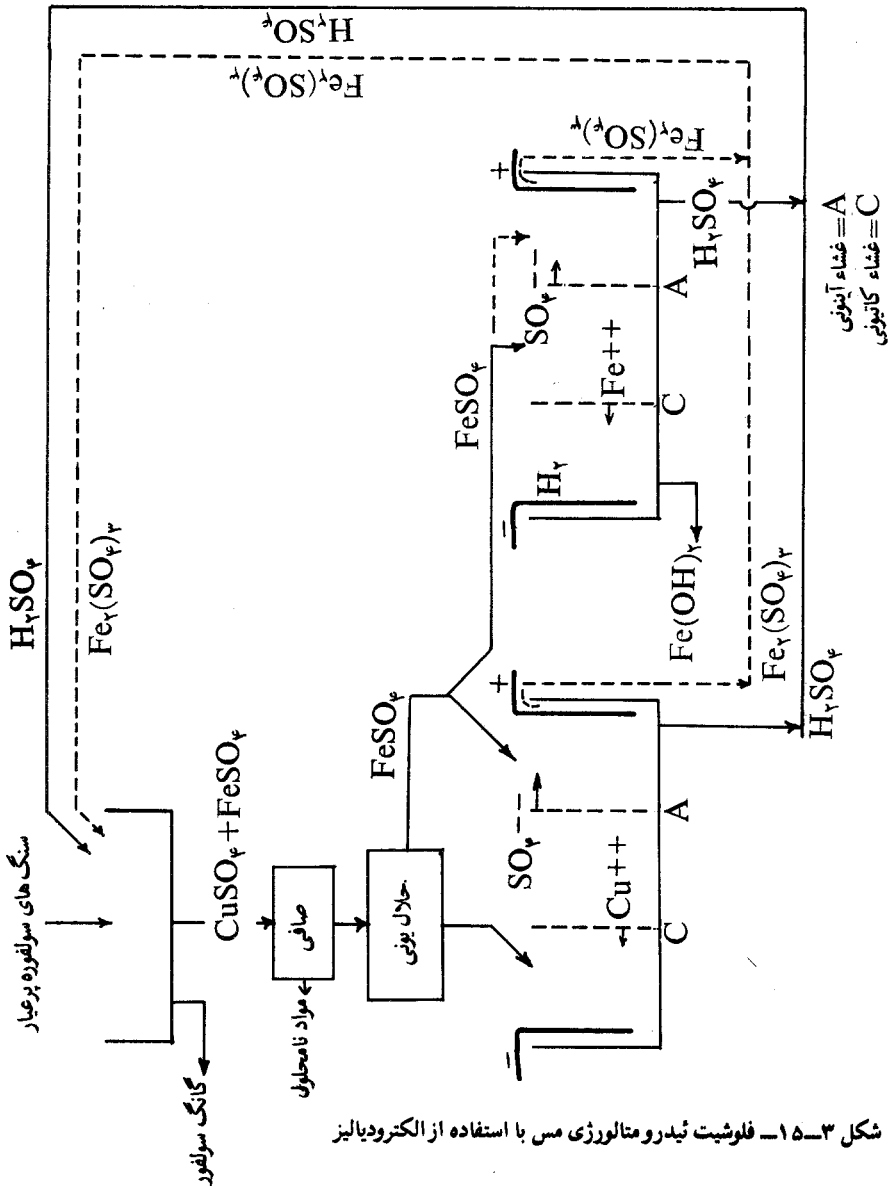
جدول شماره ۱۵-۱

	Chambishi Zambia ۱۹۶۹	Nchanga Zambia ۱۹۷۵	Shituru Zaire ۱۹۷۰	Chupui camata Chile ۱۹۷۰	Bluebird Miami Arizona ۱۹۷۰	Bagdad Arizona ۱۹۷۱
مقدار تولید به تن در سال	۲۰/۰۰۰	۱۱۰/۰۰۰	۱۲۵/۰۰۰	۱۳۰/۰۰۰	۵۰۰۰	۶/۵۰۰
ترکیب الکتروولیت						
(Kg/m ^۳) مس	۴۵	۴۵	۵۵	۲۲	۳۶	۵۰
اسید سولفوریک	۳۰	۲۹	۷	۵۴	۱۴۶	۱۵۰
Fe ⁺⁺	۴	۲/۱	۱/۸	۳/۴	۰/۲	-
Fe ⁺⁺⁺	۶	۰/۵	۱	۱/۴	۱/۳	-
مقدار جامد	۰/۱	۰/۲	-	۱/۱۳	-	-
ناخالصیها	Bi = ۰/۰۴ Ni = ۰/۶	Mg = ۴/۵ Al = ۱/۴	-	As = ۰/۳۵ Sb = ۰/۰۴ HNO _۳ = ۰/۷	-	-
درجه حرارت [C°]	-	۵۵	۶۲	۳۰	۲۵	۲۷
اندازه اندھا به Cm	-	۱۱۰ × ۸۵ × ۱/۲	۱۱۵ × ۷۵ × ۱/۱	۱۳۰ × ۸۵ × ۱	-	-
فاصله بین کاتد و اندھا	۱۰	۱۰	۹	۸	۱۱	-
جنس اندھا	-	Pb ۹۴% / sb ۶%	-	-	Pb ۹۴% / sb ۶%	-
اندازه کاتدھا به سانتیمتر	-	۹۵ × ۹۵	۱۰۵ × ۸۵	۱۲۰ × ۹۰	۹۰ × ۹۰	-
مدت رسوب روز	۵	۴-۵	۶	۵-۸	۸	-
وزن کاتد در انتھا به Kg	۴۰	۴۰-۵۰	۴۵	۷۰	۶۰	-
عیار مس %	-	۹۹/۸۴	۹۹/۷۵	۹۹/۹	۹۹/۹	۹۹/۹
شدت جریان آمپر	۱۳۲۰۰	۱۶۰۰۰	۲۸۰۰۰	۲۰۰۰۰	۱۲۰۰۰	۱۶۰۰۰
چگالی جریان به m ^۲ /m ^۲ آمپر	۱۸۰	۲۰۰	۲۳۵	۱۳۵	۱۸۰	۱۹۵
ولتاژ به ولت	۲/۵	۲/۲۵	۲/۱۵	۲/۰۵	۲	۲
انرژی مصرفی	۲۷۰۰	۲۳۰۰	۲۰۰۰	۲۲۰۰	۲۶۰۰	۲۲۰۰
تن مس / KWh						
ناخالصیها کاتد به ppm	Pb = ۱۵ Se = ۵ Bi = ۳ As = ۰/۵	Se = ۱/۴ Ni = ۱/۱ Bi = ۰/۴ As = ۰/۲	-	Cl = ۶۵ Fe = ۳۲ Pb = ۲۹ Sb = ۴	-	-

۴- رسوب توسط الکتروود یا لیز

در این روش ها از غشاهای خاص در سیستم الکتروولیز استفاده می کنند که فقط به یون های خاصی اجازه عبور می دهند و سایر یونها قادر به عبور از این غشاها نبوده و در نتیجه مس حاصل در کاتد خالص خواهد بود. این غشاها انواع مختلف داشته بعضی از غشاها برای آنیون ها و برخی دیگر برای کاتیون ها تراوا می باشد. کاربرد این غشاها باعث بالا رفتن مقاومت الکتریکی الکتروولیت می شود ولی از طرف دیگر با عبور دادن انتخابی یون ها عملاً می توان مس کاملاً خالص را در کاتد بدست آورد.

شمای ۳-۱۵ یک فلوشیت مربوط به هیدرومتالورژی مس را با استفاده از الکترودیالیز نشان می دهد. در روش از مخلوط $H_2SO_4 + Fe_2(SO_4)_3$ برای حل کردن استفاده شده است ممکن است فلوشیت را برای هر یک از حلال های مزبور به تنهایی نیز بکار برد.



شکل ۳-۱۵- فلوشیت نیدرومتالورژی مس با استفاده از الکترودبالیز

فصل شانزدهم

ذوب مجدد و گاززدائی مس در صنعت

پس از تصفیه مس از طریق الکتریکی مس حاصل بصورت کاتد بوده که بدین شکل در صنعت استفاده چندانی ندارد بنابراین بایستی مس کاتد یک مجدداً ذوب و از طریق روشهای مختلف ریخته گری شود امروزه در صنعت مس ریخته گری غیر مداوم، مداوم و ریخته گری توام با نورد معمول می باشد.

الف - ذوب مجدد :

برای ذوب مجدد مس از کوره های مختلف استفاده می شود که متداول ترین آنها در صنعت مدرن امروزی کوره از ارکو ASARCO است که بشرح زیر تشریح می شود.

کوره از ارکو شباهت زیادی به کوره کوچک قائم دارد که در اندازه های مختلف طراحی می شود معمولاً بزرگترین نوع آنها به ارتفاع ۶ تا ۸ متر و قطر داخلی ۱/۵ تا ۱/۸ متر ساخته شده که قادر است در هر ساعت مقدار ۷۰ تن مس را ذوب نماید. البته بایستی در نظر گرفت که اگر قطر کوره از ۱/۸ متر تجاوز نماید حرارت کوره بشدت پائین آمده و قادر به ذوب مس نمی باشد این کوره ها فقط نقش ذوب کاتدها را داشته و بعلت داشتن راندمان بسیار بالا مثلاً ذوب ۷۰ تن مس در ساعت حائز اهمیت می باشند توسط مشعل ها محیط کاملاً احیاء کننده ائی سرتا سر کوره را فرا گرفته بطوریکه هیچ گونه خطر اکسیداسیونی وجود نخواهد

داشت سوخت مشعل ها گازهای طبیعی عاری از گوگرد نظیر پروپان، متان و غیره می باشد. شکل ۱-۱۶ شمای چنین کوره ای را نشان می دهد چنین کوره ای در اندازه های کمتر مثلاً حتی تا ۱/۲ متر ارتفاع و قطر ۱/۵ متر ساخته شده که قادرند در هر ساعت ۴ تن مس را ذوب نمایند.

ب- گاززدائی مس در صنعت:

مس کاتد یک که بعد از تصفیه الکتریکی بدست می آید معمولاً حاوی حدوداً ۵۰۰-۱۰۰ PPM اکسیژن است. در بعضی از مصارف صنعتی بخصوص صنایع الکترونیک که می بایست روی مس عملیات جوشکاری یا لحیم کاری انجام شود خطر تیدروژن تردی وجود دارد. چون معمولاً این عملیات در محیط احیاء و در درجه حرارت های زیاد صورت می گیرد. بنابراین بایستی بنحوی مس عاری از اکسیژن تولید نمود. بدین منظور معمولاً از دوروش کلی زیر می توان استفاده نمود.

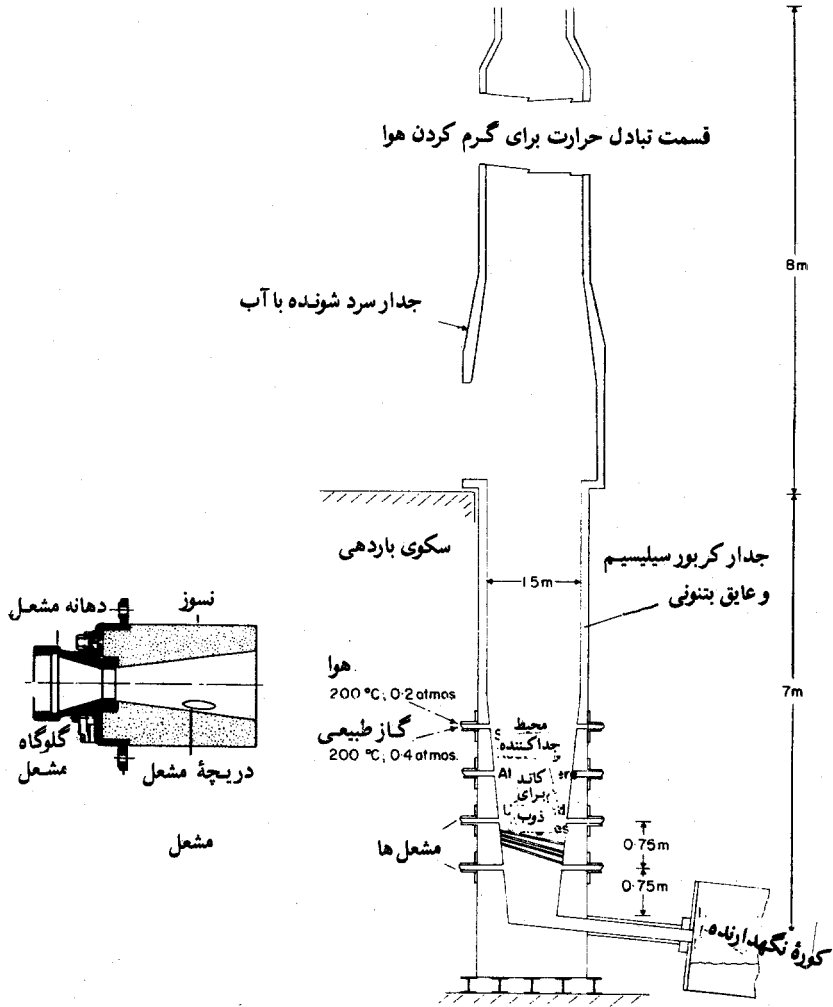
۱- تولید مس عاری از اکسیژن در خلاء و یا محیط گازهای نادر

جهت تولید چنین مسی معمولاً مس کاتدیک را در کوره ای که تحت خلاء حدوداً ۱۰^{-۳}-۱۰^{-۲} Torr قرار دارد مجدداً ذوب می کنند و روی مس مذاب را با ذغال چوب کاملاً می پوشانند پس از عملیات ذوب میزان اکسیژن موجود در آن بحدود ۳۰-۱۰ PPM خواهد رسید. حال چنین مسی را می توان بدون خطر تیدروژن تردی مورد استفاده قرار داد این نوع مس در استاندارد با اسم اختصار OF-Cu نشان داده شده که مشخصات آن در فصل سوم آورده شده است.

از طرفی می توان بجای خلاء عملیات ذوب را در محیط گازهای نادر نظیر آرگون انجام داد به نتایج مطلوب نیز دست یافت. روشهای فوق بواسطه تحمل مخارج زیاد اقتصادی نبوده و فقط در شرایط خاص از آنها استفاده می گردد.

۲- تولید مس عاری از اکسیژن بوسیله عناصر اکسیژن زدا

در این روش از عناصری که میل ترکیبی بیشتری با اکسیژن و سایر گازهای موجود در مس دارند و اقتصادی نیز می باشند جهت حذف اکسیژن استفاده می شود متداول ترین عنصر در این اثر بخصوص فسفر است ولی بعلت اینکه بعد از عملیات اکسیژن زدائی باقیمانده های فسفر اثر شدیدی روی کاهش هدایت الکتریکی دارد. کاربرد فسفر بعنوان عنصر اکسیژن زدا موارد



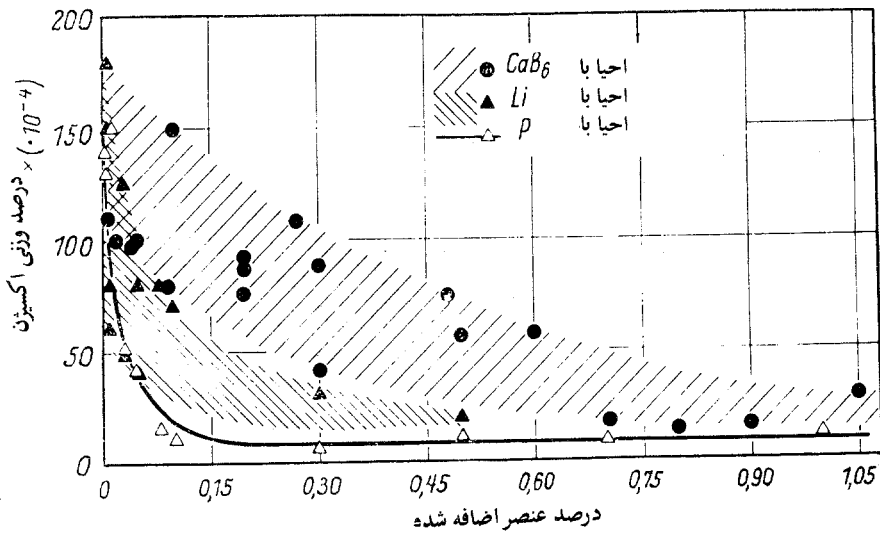
شکل ۱-۶-۱- کوره آزار کو ذوب مس کاتدیك

استفاده مس را در صنعت محدود ساخته بطوریکه در این مورد در استاندارد ۳ نوع مختلف مس با میزانهای مختلفی از باقیمانده های فسفر تحت $SE-Cu$ و $Sw-Cu$ و $SFCu$ تولید می شود که خواص آنها در فصل سوم شرح داده شده است به جز فسفر از عناصر دیگری نیز جهت اکسیژن زدائی استفاده می شود مثل لیتیوم و غیره که معمولا این عناصر تحت عنوان لیسانس کارخانجات مختلف به ثبت رسیده اند.

اخيراً متدی توسط نویسنده کشف گردیده که طبق اختراع شماره ۲۶۲۰۸۳۰۱۰

Deutsche Patentschrift Nr. ۲۶۲۰۸۳۰۱۰

در آلمان و آمریکا به ثبت رسیده که مطابق آن می توان از ترکیب CaB_6 برای پالایش مجدد مس استفاده نمود بطوریکه پس از عمل تصفیه مس بدست آمده علاوه برداشتن خواص مناسب مکانیکی دارای خواص مناسب الکتریکی برعکس تصفیه با فسفر و لیتیوم خواهد بود. با اضافه نمودن مقدار کمی CaB_6 بیشتر از فسفر و لیتیوم می توان مقدار اکسیژن حل شده در مس را به کمترین حد خود رساند برعکس عناصر Li و P که اگر بعد از عمل تصفیه در مس باقی بماند از خواص هدایت الکتریکی بشدت خواهند کاست. وجود باقی مانده CaB_6 در این مورد کاهش چندانی در خواص الکتریکی مس ایجاد نمی کند شکلهای ۱-۲-۳-۴ اثر این مواد را روی اکسیژن زدائی و تغییرات خواص الکتریکی و خواص مکانیکی که در رابطه با شماره ثبت مذکور رسم شده است نشان می دهد.

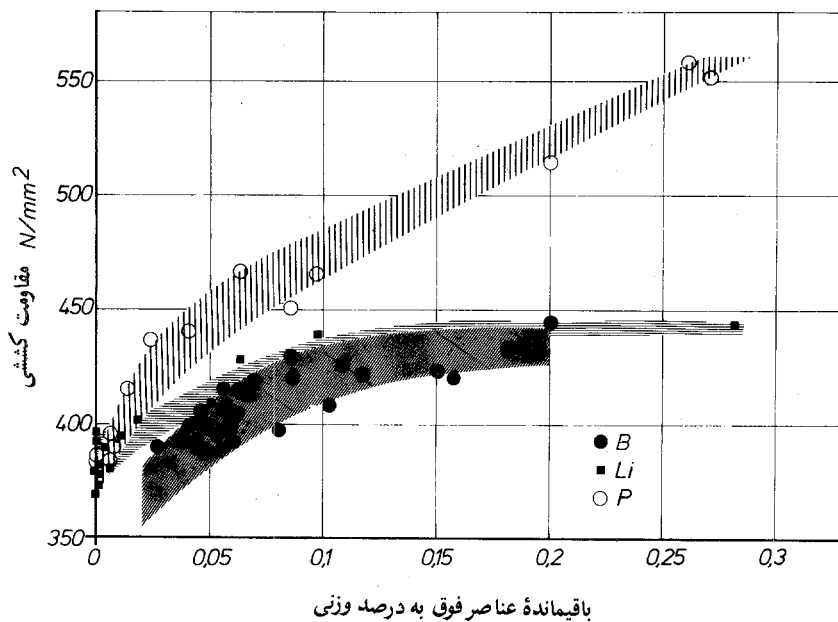


شما ۱-۲-۳-۴ اثر عناصر Li P CaB_6 روی اکسیژن موجود در مس

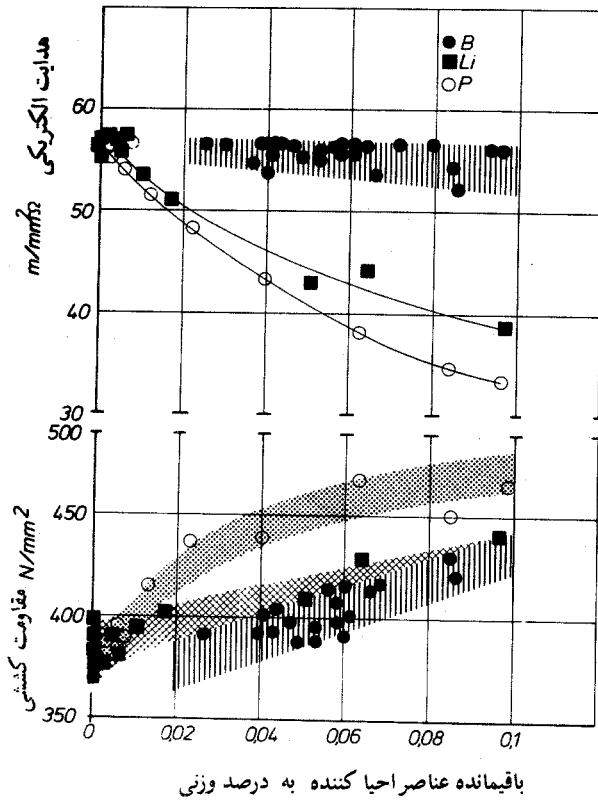
در عین حال باقی مانده های عناصر مزبور می توانند باعث افزایش خواص مکانیکی شوند (شکل ۱-۲-۳).

بناراین اگر از CaB_6 جهت اکسیژن زدائی در مس استفاده شود علاوه بر کاهش میزان اکسیژن در مس بدون کاستن چندان خواص هدایت الکتریکی بوسیله باقی مانده های CaB_6 یعنی -سور می توان به افزایش خواص مکانیکی نیز رسید. در اثر عملیات حرارتی میتوان

خواص مکانیکی را بیشتر از این حد بدون اثر روی خواص هدایت الکتریکی افزایش داد.



شکل ۳-۱۶- اثر P Li CaB_۶ روی خواص مکانیکی (خواص کشش) سیمهای مس



شکل ۴-۱۶- اثر عناصر P Li CaB₇ بر روی خواص هدایت الکتریکی مس و خواص مکانیکی سیمهای مس

اصول گداز و استخراج فلزات (جلد سوم) انتشارات دانشگاه تهران ۱۳۲۷

- 2- Kupfer in Natur, Technik Kunst und Wirtschaft Norddeutsche Affinerie Hamburg 1966
- 3- Percy Knauth: Die Entdeckung des Metalls 1977
- 4- Victor Tafel: Lehrbuch der Metallhuettenkunde Band I Leipzig 1954
- 5- Kurt Dies: Kupfer und Kupferlegierungen in der Technik Springer Verlag 1967
- 6- DIN-Normen Nichteisenmetalle 1974
- 7- VDM- Handbuch Frankfurt 1964
- 8- Charlie R. Brooks: Heat Treatment, Structure and Properties of Nonferrous Alloys 1982
- 9- William F. Smith: Structure and Properties of Engineering Alloys 1981
- 10- R. Kammel in Winnacher-Kuechler Chemische Technologie Band 6 1973
- 11- U. Kuxman in Lueger Lexikon der Technik Huettentechnik 1972
- 12- Bundesanstalt fuer Bodenforschung Hannover Rohstoff wirtschaftliche Laenderberichte(V) IRAN
- 13- U. Kuxmann Gedanken zur Schmelzmetallurgischen Gewinnung Von Kupfer Erzmetall Nr.11 (1966)
- 14- U. Kuxman Erzmetall Nr. 12 (1980)
- 15- Ullman 4 Aufl. Bd 15 Seite 487-545
- 16- Gemelin 9 Auf. Teil A Kupfer
- 17- A, Butts: Copper-the Science and Technology of the metal its Alloys and Compounds 1970

۱۸-رامز وقار

تغلیط مواد معدنی انتشارات دانشگاه تهران ۱۳۴۶

- 19- A. K. Biswas W.G. Davenport Extractive Metallurgy of Copper 1976
- 20- U. Kuxman: Entwicklungstendenzen der Verfahren zur Gewinnung von Kupfer Erzmetall (1974)
- 21- V. T. Isakov: the Electrolytic Refining of Copper 1970
- 22- J.G. Peaceg: Copper Production and Extractive-Metallurgy in 1981 Journal of Metals Page 60/63 (1982)
- 23- A. Lange Erzmetall S. 151-157 und. 216-223 (1960)
- 24- H. Razavizadeh Dissertation: Einfluss der Kalziumhexaborid CaB₆ auf elektrische u. Mechanische Kennwert von Kupfer 1977
- 25- kh. G. Schmilt-Thomas, Meisel, Dorn and H. Razavizadeh Metall 1975 Seite 1198/1204
- 26- H- Razavizadeh: Deutsche Patentschrift Nr. 26 20 831.1 und USA-patentschrift Ohne Nr.

- 27- H. Razavizadeh: Unveroffentliche Mitteilung der T.U. Muenchen 1973
 28- kh G. Schmitt-Thomas, Dorn und H. Razavizadeh: Hauptversammlung DGM 1976 Hamburg
 29- H.H. Kelloy; The state of Nonferrous Extractive Metallurgy Journal of Metals 1982
 30- J. C. Yannopoulos J.C. Agarwal: Extractive Metallurgy of Copper: Internal. Symposium Las Vegas/Nevada 1976
 31- Schlegel and Schueller: Zeitschrift Fuer Metallkunde 1952
 32- Nagamori, M. and Habashi, Metallurgical Trans. 1974
 33- Boldt J. R. and Queneau: the Winning of Nickel, Longmans Canada Ltd Toronto 1967
 34- Rosenquist: Principles of Extractive Metallurgy 1974

۳۵- حکمت رضوی زاده

بررسی سنگ های اکسید مس سرچشمه شرکت ملی صنایع مس ایران ۱۳۵۷

- 36- Anderson. J. N. AIM.E 1961
 37- Verney Trans . Inst. Min Metall (1969)
 38- Moster A.I.M.E. (1973)
 39- Merla, S. Young A.IM.E. (1972)
 40- Weidner A.I.M.E. (1975)
 41- Yasuda A.I.M.E. (1974)
 42- Mckerruw G. A.I.M.E.(1967)
 43- Kellogg: Can Met Quart 8/3-23
 44- Gerlach Kantzer and Pawleh Metall (1963)
 45- Baileg: A.I.M.E. 1975
 46- Worner A.I.M.E. 1970
 47- Suzuhi: The Chilean Institute of Mining Engineers 1974
 48- N. P. ALLEN U. T. Hewitt J. Inst. Metals 1933 SP. 257/308
 49- Spedden Teans . A.I.M.E. 1966
 50- Rawling K.R.: World Minning 1969
 51- Combustion Hanbook (1965) North American Manufacturing Compang Cleveland

۵۲- حکمت رضوی زاده

مطالعات مقدماتی جهت حذف سلنیم و تلوریم در کارخانه بازیابی فلزات قیمتی مس سرچشمه،

شرکت ملی صنایع مس ایران ۱۳۶۲

- 53-Butts, Metallurgical Problems: Mc GRAW-Hill Book Company 1943
 53- Butts, Copper: The Science and Technology of the Metal, its Alloys and Compounds 1970

- 54- C. B. Gill Nonferrous Extractive Metallurgy 1980
 55- Habashi F: Principles of Extractive Metallurgy General Principles 1969
 56- Habashi F: Principles of Extractive Metallurgy (Hydrometallurgy) 1970
 57- Habashi F: Principles of Extractive Metallurgy (Pyrometallurgy) 1985
 58- Habashi F: Progress in Extractive Metallurgy 1973
 59- R.D. Pehlke: Unit Processes of Extractive Metallurgy 1984
 60- V. Sedlacek: Non-Ferrous Metals and Alloys 1986
 61- U. Hennig und F. Pawlek: Erzmetall 1960 H. 5 S. 205/212
 62- Narides Singh and S. B. Mathur NML Technical Journal 12 1970 PP- 101/110
 63- F. Habashi Chemiker-Zeitung 86 1962 Seite 483/487
 64- H. Razavizadeh and. Mirdamadi T. Journal of Metals 39(2) 1987 pag 42/47

۶۶- حکمت رضوی زاده

شناسائی و بررسی ساختار عناصر و ترکیبات موجود در لجن الکترولیز BICC نشریه دانشکده فنی

شماره ۵۰ ۱۳۶۸

- 66- H. Razavizadeh and R. Gee: Characterisation of Copper anode Slime from Sar-Cheshmeh Containg barium Sulphate im print
 67- F. Pawlek Metallhuettenkunde Watter de Gruyter 1983
 68- CIPEC Quarterly Relew July-Sep 1988 Minnin annual review
 69- Mineral Facts and Problems United states Department of the interior 1985
 70- Montly Bulletin of statistics United Nations, statistical Office 1988
 71- Kh G. Schmitt-thomas, H. Meisel und S. Mirdamadi- Tehrani: Metall 32(1978) S. 1103-1108
 72- P. J. Maken and A. A Smith: The Aluminium Bronzes C. D. A. Publication 1966
 73- John K. Tien and John F. Elliott: Metallurgical Treatises AIME 1981
 74- Franz Pawlek: Metallhuettenkunde watter de Gruyter 1983
 74- C. R. Hyward: An Outine of Metallurgical Practice D. Van Nostrand Company, INC 1964

CONTENTS

1) Historical Background	1
2) Properties of Copper	
2.1 Physical Properties	5
2.2 Mechanical Properties	8
2.3 Chemical Properties	11
2.4 Physical and Chemical Properties	13
3) Coppers and Copper Alloys	
3.1 Classification of Coppers	21
3.2 Production, Consumption Statistics of Copper	25
3.3 Copper Alloys	29
3.3.1 Brasses	31
3.3.2 Alloy bronzes	33
3.3.3 Tin bronzes	37
3.3.4 Copper Aluminum Alloys	42
3.3.5 Copper- Nickel Alloys	47
3.3.6 Copper-Silicon Alloys	49
3.3.7 Copper-Beryllium Alloys	50
4) Minerals and Concentration of Ores	
4.1 Oxide Ores	53
4.2 Sulphide Ores	54
4.3 Ore Deposits	54
4.4. Flotation	60
5) Synopsis	
5.1 Reduction	69
5-2 Extraction of Copper from Sulphide Ores	70
5.3 Extraction of Copper from Oxide Ores	72
6) Roasting	
6.1 Chemistry of Roasting	77
6.2 Roasting Furnaces and Methods	84

7) Matte Smelting	
7.1 Physical Chemistry of Matte Smelting	93
7.2 Three Component System Cu-Fe-S	97
7.3 Slags	99
7.4 Copper losses in Slags	103
8) Conventional Smelting	
8.1 Reverberatory. Furnace Smelting	107
8.2 Blast-Furnace Smelting	124
8-3 Electric-Furnace Smelting	136
8.4 Outokumpu Flash Smelting	143
8.5 INCO Oxygen Flash Smelting	145
8.6 Oxygen Sprinkler Smelting	150
9) Converting of Copper Matte	
9.1 Stages of the Converting Process	154
9.2 Industrial Converting Operation	164
9.3 Copper Losses in Slags	165
9.4 Treatment of Converter Slags	166
9.5 Hoboken Converters	176
9.6 Top-blown Converters	177
10) Continous Smelting and Converting	
10.1 Noranda Process	181
10.2 Worera Process	184
10.3 Mitsubishi Process	186
11) Pyrometallurgical Refining	
11.1 Oxidizing	194
11.2 Poling	198
11.3 Gas Reactions in Refining	199
11.4 Furnace Refining	201
11.5 Casting	203
12) Electrolytic Refining	
12.1 Current Efficiencies	206
12.2 Current Density	208
12.3 Voltages	211
12.4 Behaviour of Anode Impurities	212
12.5 Organic Additions to Electrolyte	216

12.6 Tankhaus Procedures	219,229
12.7 Purification of Electrolyte	220
12.8 Treatment of Slimes' Componets	231
13) Hydrometallurgical Processes	
13.1 Principles of Hydrometallurgical Processes	235
13.2 Chemistry of Leaching Processes	236
13.3 Bacterial Leaching	238
13.4 Leaching agent	240
13.5 Roasting Prior to Leaching	245
13.6 Leaching Methods.....	252
14) Solvent Extraction	263
15) Recovery of Copper from Dilute Leach Solution	
15.1 Cementation.....	269
15.2 Chemical Precipitaion	272
15.3 Electrowinning of Copper	272
15.3.1 Cell Voltage	273
15.3.2 Current density	273
15.3.2 Iron Reaction	275
15.4 Electrodialysis	279
16) Remelting and Removal of Cuprous Oxide	
16.1 Remelting.....	281
16.2 Oxygen-Free Copper	282
16.3 Deoxidized Copper	282



Metallurgy of Copper

Dr. Hekmat Razavizadeh & Dr. Ramse Vaghar

دکتر حکمت رازویزاده - دکتر رامسہ واغار

قیمت : ۲۲۰۰ ریال

730
R3
C4