

به نام خدا



مرکز دانلود رایگان مهندسی متالورژی و مواد

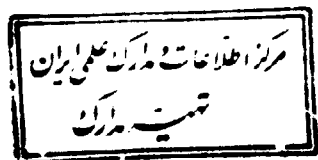
www.Iran-mavad.com



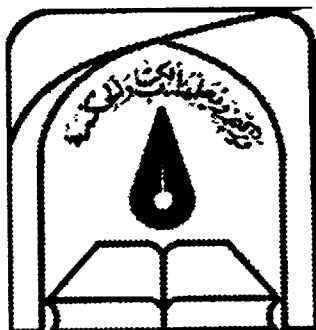
۲۳۶
۷۹
۱۹۴۶
۱۹۴۶

سلامت و رفاه

۳۵۴۱۹



۱۳۸۰ / ۴ / ۲۰



دانشگاه تربیت مدرس

دانشکده فنی و مهندسی

پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی معدن
(گرایش فراوری مواد معدنی)

عنوان:

بازیابی طلا از لجن مس آندی سرچشمه به روش هیدرومتالورژی

تهیه کننده:

غلامرضا کفیری

استاد راهنما:

012265

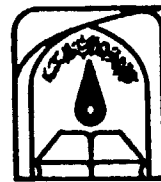
دکتر محمود عبداللہی

استاد مشاور:

دکتر سید محمد جواد کلینی

۳۵۴۱۶

اردیبهشت ۱۳۸۰



دانشگاه تربیت مدرس

تاییدیه هیات داوران

آقای غلامرضا کفیری پایان نامه ۶ واحدی خود را با عنوان بازیابی طلا از لجن مس آندی سرچشمه به روش هیدرومتالورژی در تاریخ ۸۰/۲/۲۹ ارائه کردند. اعضای هیات داوران نسخه نهائی این پایان نامه را از نظر فرم و محتوی تایید و پذیرش آنرا برای تکمیل درجه کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن با گرایش فرآوری مواد معدنی پیشنهاد می کنند.

امضاء

نام و نام خانوادگی

آقای دکتر عبداللهمی

آقای دکتر کلینی

آقای دکتر خدادادی

آقای دکتر سالاری راد

آقای دکتر احمدی

اعضای هیات داوران

۱- استاد راهنما:

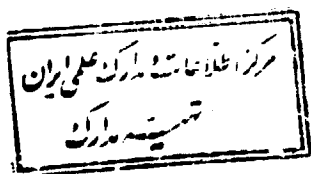
۲- استاد مشاور:

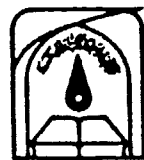
۳- استادان ممتحن:

۴- مدیر گروه:

(یا نماینده گروه تخصصی)

این نسخه به عنوان نسخه نهائی پایان نامه / رساله مورد تأیید است.
امضای استاد راهنما:





بسمه تعالی

آیین نامه چاپ پایان نامه (رساله) های دانشجویان دانشگاه تربیت مدرس

نظر به اینکه چاپ و انتشار پایان نامه (رساله) های تحصیلی دانشجویان دانشگاه تربیت مدرس، مبین بخشی از فعالیتهای علمی - پژوهشی دانشگاه است بنابراین به منظور آگاهی و رعایت حقوق دانشگاه، دانش آموختگان این دانشگاه نسبت به رعایت موارد ذیل متعهد می شوند:

ماده ۱ در صورت اقدام به چاپ پایان نامه (رساله) ی خود، مراتب را قبلاً به طور کتبی به «دفتر نشر آثار علمی» دانشگاه اطلاع دهد.

ماده ۲ در صفحه سوم کتاب (پس از برگ شناسنامه)، عبارت ذیل را چاپ کند:
«کتاب حاضر، حاصل پایان نامه کارشناسی ارشد/ رساله دکتری نگارنده در رشته ... است که در سال ۱۳۸۰ در دانشکده ذیل ... دانشگاه تربیت مدرس به راهنمایی سرکار خانم/جناب آقای دکتر ... مشاوره سرکار خانم/جناب آقای دکتر ... مشاوره سرکار خانم/جناب آقای دکتر ... از آن دفاع شده است.»

ماده ۳ به منظور جبران بخشی از هزینه های انتشارات دانشگاه، تعداد یک درصد شمارگان کتاب (در هر نوبت چاپ) را به «دفتر نشر آثار علمی» دانشگاه اهدا کند. دانشگاه می تواند مازاد نیاز خود را به نفع مرکز نشر در معرض فروش قرار دهد.

ماده ۴ در صورت عدم رعایت ماده ۳، ۵۰٪ بهای شمارگان چاپ شده را به عنوان خسارت به دانشگاه تربیت مدرس، تأدیه کند.

ماده ۵ دانشجوی تعهد و قبول می کند در صورت خودداری از پرداخت بهای خسارت، دانشگاه می تواند خسارت مذکور را از طریق مراجع قضایی مطالبه و وصول کند؛ به علاوه به دانشگاه حق می دهد به منظور استیفای حقوق خود، از طریق دادگاه، معادل وجه مذکور در ماده ۴ را از محل توقیف کتابهای عرضه شده نگارنده برای فروش، تأمین نماید.

ماده ۶ اینجانب ... دانشجوی رشته ... مقطع ... تعهد فوق و ضمانت اجرایی آن را قبول کرده، به آن ملتزم می شوم.

نام و نام خانوادگی:
تاریخ و امضا:
۸۰/۲/۱۸

تقدیر و تشکر

حال که با لطف و عنایت پروردگار متعال انجام این پایان نامه به اتمام رسیده است، بر خود وظیفه می دانم مراتب قدردانی خود را ابتدا از خالق هستی و سپس از کلیه عزیزانی که اینجانب را به نوعی در انجام این واحد درسی یاری داده اند تشکر نمایم.

از جناب آقای دکتر محمود عبداللّهی استاد راهنما و از آقای دکتر سید محمد جواد کلینی استاد مشاور که زحمت راهنمایی این پایان نامه را بر عهده داشته اند، سپاسگزاری می گردد.

در ضمن از جناب آقای دکتر اورعی و مهندس گنجی به جهت کمک کردن در تهیه مواد مورد نیاز و همچنین آقای مهندس شیخانی مسئول آزمایشگاه بخش معدن که در انجام آزمایشهای این تحقیق مساعدت و همکاری نمودند تشکر و قدردانی میشود و موفقیت آقایان را آرزو مندم.

در طول تحصیلاتم از محضر اساتید و معلمان بسیاری، از تحصیلات ابتدائی تا تحصیلات عالی، بهره بردم، در اینجا از کلیه این عزیزان بخاطر زحماتشان تشکر و قدردانی می نمایم.

در پایان از خانواده صبور و فداکارم که همواره پشتیبان و حامی اینجانب در طول سالها تحصیل بوده اند، صمیمانه تشکر و قدردانی می نمایم و امیدوارم با استعانت از ایزدیکتا بتوانم گوشه ای از زحمات آنها را جبران کنم.

تقدیم به

عزیزترین عزیزانم بویژه پدر ، مادر و همسر که اسوه عشق و محبت و فداکاری بوده و در این راه از هیچ گذشتی دریغ ننموده اند.

چکیده:

هدف از انجام این پایان نامه بازیابی طلا از لجن مس آندی سرچشمه کرمان به روش هیدرومتالورژی است. لجن مس آندی که مواد نامحلول باقیمانده از تصفیه الکتrolیتی مس است حاوی عناصر با ارزشی مانند طلا، نقره و سلنیم می باشد. و بعنوان محصولات ثانویه فرآیند تولید شمش مس از لجن استخراج میشوند. لجن مس آندی مورد آزمایش حاوی حدود ۹/۴۱ درصد سلنیم، ۱۲/۸۶ درصد مس، ۳/۳۵ درصد نقره و ۰/۱ درصد طلا است. مراحل کلی انجام پروژه بشرح زیر می باشد:

- قبل از شروع عملیات لیچینگ عمل نرمه گیری از لجن توسط استوب سیکلون صورت گرفت تا بخشی از باریت حذف (انتقال به ته ریز) و عناصر با ارزش که عمدتاً دانه ریز هستند در سرریز استوب سیکلون متمرکز شوند لذا در مراحل بعدی محصول سرریز مورد لیچینگ قرار گرفت و در نتیجه مصرف مواد شیمیایی به مقدار قابل توجهی کاهش یافت.

در فرآیند لیچینگ لجن با اسید نیتریک، عناصر مس، نقره و سلنیم از لجن حذف شدند در حالی که طلا در فاز جامد باقی ماند. در این مرحله تاثیرات غلظت اسید، دما و زمان لیچ در خصوص استخراج مس و نقره و سلنیم از لجن بررسی شد که تاثیر غلظت اسید و دما بیشتر از اثر زمان تشخیص داده شد. نهایتاً شرایط بهینه لیچ (دمای ۹۰ درجه، اسیدیته ۳ مول و زمان ۲ ساعت) تعیین گردید. در این شرایط بیش از ۹۹ درصد از مس، ۹۸ درصد از نقره و ۹۴ درصد از سلنیم حذف شدند.

برای انحلال طلا پسماند مرحله قبل با تیزاب سلطانی (مخلوط اسید نیتریک و کلریدریک) لیچ شد. در این مرحله تاثیرات نسبت دو اسید، دما و زمان در خصوص استخراج طلا از لجن بررسی و مشخص شد که در تمام شرایط اعمال شده طلا کاملاً حل شده (۹۹/۸۵) و سه عامل فوق الذکر تاثیر چندانی بر انحلال آن ندارند. نهایتاً شرایط بهینه لیچ (دمای ۶۰ درجه، نسبت اسید کلریدریک به اسید نیتریک ۱:۱ و زمان ۶۰ دقیقه) انتخاب شد. در این شرایط طلا حل شده به همراه ناخالصیها وارد فاز آبی گردید.

- در مرحله بعد برای خالص سازی محلول لیچ حاوی طلا از حلال (DNOS) برای انتقال آن از فاز آبی به فاز آلی استفاده شد. نتایج نشان داد که میزان بازیابی طلا طی یک مرحله استخراج با نسبت دو فاز (A/O): ۱۰:۱ برابر ۹۸/۴۳ درصد است. بعبارت دیگر کمتر از ۲ درصد طلا در فاز آبی باقی ماند. سپس فاز آلی باردار شده با

محلولهای هیدروکسید آمونیم دو مول و تیوسولفات سدیم ۰/۵ مول استریپ گردید که ضمن نامطلوب بودن نتایج بترتیب ۳ و ۱۵ درصد طلا از فاز آلی استریپ شد.

در پایان خالص سازی محلول لیچ حاوی نقره نیز با حلال (*DNOS*) و محلول استریپ NH_4OH مورد بررسی قرار گرفت که نتایج اولیه حاکی از موفقیت خالص سازی محلول لیچ نقره با (*DNOS*) بود میزان استخراج و استریپ نقره بترتیب معادل ۹۸/۳۳ و ۶۲ درصد بدست آمد که بهینه سازی نتایج به تحقیق بیشتری نیاز دارد.

کلمات کلیدی: بازیابی - طلا- لجن مس آندی- سرچشمه- هیدرومتالورژی

مقدمه:

در مجتمع مس سرچشمه سالانه ۳۸۰ تن لجن مس آندی که به رنگ سیاه بوده و از ذرات بسیار دانه ریز تشکیل شده تولید می شود. عناصر اصلی تشکیل دهنده لجن عبارتند از: مس، نقره، طلا، سرب، سلنیم، تلوریم، آنتیموان، گوگرد، سیلیس و سولفات باریم. هدف از انجام این پروژه بازیابی طلا از لجن مس آندی سرچشمه کرمان به روش هیدرومتالورژی است. این پایان نامه در پنج فصل بشرح زیر تهیه شده است:

در فصل اول توضیحات مختصری پیرامون مجتمع مس سرچشمه، لجن مس آندی، تولید و تصفیه لجن الکترولیز، طلا و روشهای استخراج آن، داده شده است.

در فصل دوم تحت عنوان پیشینه تحقیق فرآیندهای مختلف هیدرومتالورژی استفاده شده برای بازیابی عناصر با ارزش از لجن مس آندی مورد بررسی و مطالعه قرار گرفت تا با استفاده از آنها عوامل موثر و مواد شیمیایی مورد نیاز اعم از آلی و غیر آلی مشخص شوند.

در فصل سوم به شناسایی و آنالیز کمی و کیفی لجن با روشهای جذب اتمی و XRD، تجزیه سرنبدی تر، تعیین دانه بندی با استفاده از اشعه لیزر پرداخته و نهایتاً اندازه گیری وزن مخصوص، جدایش نرمه توسط استوب سیکلون، لیچینگ با آب، لیچینگ اسیدی مس، نقره، سلنیم و طلا گزارش شده است.

در فصل چهارم توضیح مختصری درباره روش استخراج با حلال داده شده و نتایج بدست آمده از این روش در استخراج طلا و نقره گزارش شده است. و بالاخره در فصل پنجم نتایج و پیشنهادات ارائه می شود.

امید است این پایان نامه مورد استفاده آندسته از عزیزانی که مایلند در این زمینه کار کنند قرار بگیرد.

عنوان	صفحه
فصل اول : کلیات (مجمع مس سرچشمه، لجن مس آندی، طلا)	
۱-۱- مقدمه	۲
۲-۱- مجمع مس سرچشمه	۳
۱-۲-۱- تجهیزات اصلی کارخانجات مجمع مس سرچشمه	۵
۱-۲-۱-۱- واحد تغلیظ	۵
۲-۱-۲-۱- واحد ذوب	۵
۲-۱-۲-۱- واحد پالایشگاه	۵
۲-۱-۲-۱- کارگاههای ریخته گری	۷
۳-۱- ساختار مس آندی	۸
۱-۳-۱- عناصر سازنده مس آندی	۸
۲-۳-۱- ماهیت لجن مس آندی	۱۳
۳-۳-۱- شناسائی و بررسی ساختار عناصر و ترکیبات موجود در لجن	۱۴
۴-۳-۱- منشاء باریت در لجن	۱۷
۵-۳-۱- وضعیت تولید سالانه لجن مس سرچشمه	۱۷
۴-۱- طلا	۲۰
۱-۴-۱- رفتار شیمیایی طلا	۲۲

فهرست مطالب

عنوان	صفحه
۱-۴-۲- روشهای استخراج طلا.....	۲۳
۱-۲-۴-۱- کلریناسیون.....	۲۳
۲-۲-۴-۱- سیانوراسیون.....	۲۴
۳-۲-۴-۱- تجزیه حرارتی.....	۲۴
۵-۱- تصفیه لجن الکترولیز.....	۲۵
فصل دوم: پیشینه تحقیق	
۱-۱- مقدمه.....	۲۹
۱-۲- فرایندهای هیدرومتالورژیکی.....	۲۹
فصل سوم: لیچینگ لجن مس آندی	
۱-۳- مقدمه.....	۵۰
۲-۳- آماده سازی نمونه.....	۵۰
۳-۳- شناسایی نمونه.....	۵۰
۱-۳-۳- روش جذب اتمی.....	۵۰
۲-۳-۳- روش XRD.....	۵۱
۳-۳-۳- تجزیه سرنبدی.....	۵۲
۴-۳-۳- تعیین وزن مخصوص لجن مس سرچشمه.....	۵۴
۴-۳- جدایش با پمپت توسط استوب سیکلون.....	۵۴
۵-۳- تعیین دانه بندی سر ریز استوب سیکلون.....	۵۸

فهرست مطالب

عنوان	صفحه
۳-۶- تعیین دانه بندی ته ریز استوب سیکلون با استفاده از سرند به روش تر.....	۶۱
۳-۷- آنالیز باریت موجود در ته ریز و سر ریز استوب سیکلون.....	۶۲
۳-۸- فرایند لیچینگ.....	۶۴
۳-۸-۱- تجهیزات لیچینگ.....	۶۴
۳-۸-۲- شستشوی لجن مس با آب.....	۶۵
۳-۸-۳- لیچینگ مس، نقره و سلنیم.....	۶۵
۳-۸-۳-۱- عوامل موثر در لیچینگ مس، نقره و سلنیم	۶۸
۳-۸-۴- لیچینگ طلا	۶۹
۳-۸-۴-۱- عوامل موثر در لیچینگ طلا.....	۷۰
فصل چهارم: استخراج با حلال	
۴-۱- مقدمه.....	۷۵
۴-۲- استخراج با حلال	۷۵
۴-۳- نسبت دو فاز.....	۷۶
۴-۴- منحنی های (ایزوترمهای) استخراج.....	۷۶
۴-۵- تعیین مراحل استخراج.....	۷۷
۴-۶- استخراج کننده ها.....	۷۹
۴-۷- تجهیزات و روش کار در آزمایشگاه.....	۷۹

فهرست مطالب

عنوان	صفحه
-------	------

۴-۸- خالص سازی محلول لیچ حاوی نقره به روش استخراج با حلال..... ۸۰

۴-۹- خالص سازی محلول لیچ حاوی طلا به روش استخراج با حلال..... ۸۶

فصل پنجم: نتایج و پیشنهادات

۵-۱- شناسائی نمونه..... ۹۲

۵-۲- لیچینگ..... ۹۴

۵-۳- استخراج با حلال..... ۹۵

- واژه نامه..... ۹۹

- پیوست ۱..... ۱۰۳

- پیوست ۲..... ۱۰۵

- منابع..... ۱۱۵

فهرست جداول

صفحه	جدول
------	------

فصل اول : کلیات (مجتمع مس سرچشمه، لجن مس آندی، طلا)

جدول ۱-۱: درصد عناصر موجود در مس آندی آند.....	۹
جدول ۲-۱: درصد ترکیبات موجود در لجن.....	۹
جدول ۳-۱: درصد وزنی عناصر موجود در لجنهای آندی حاصل از سه کارخانه تصفیه الکترولیتی مس.....	۱۰
جدول ۴-۱: فازهای موجود در لجن.....	۱۱
جدول ۵-۱: محدوده تغییرات عناصر موجود در لجنهای آندی خام.....	۱۵
جدول ۶-۱: نحوه توزیع عناصر در الکترولیت، کاتد لجن در مرحله تصفیه الکتریکی.....	۱۶
جدول ۷-۱: آنالیز یک نمونه از لجن خام پالایشگاه مس سرچشمه.....	۱۶
جدول ۸-۱: وضعیت تولید مجتمع مس سرچشمه کرمان طی سالهای ۶۰ الی ۷۸.....	۱۸
جدول ۹-۱: مشخصات نمونه هایی از بشکه های لجن الکترولیز.....	۱۹

فصل دوم پیشینه تحقیق

جدول ۱-۲: مقایسه روشهای جدید با روشهای قدیمی.....	۴۶
---	----

فصل سوم: لیچینگ لجن مس آندی

جدول ۱-۳: آنالیز شیمیایی نمونه لجن به روش جذب اتمی.....	۵۱
جدول ۲-۳: نتایج تجزیه سرنندی نمونه لجن مس سرچشمه به روش تر.....	۵۳
جدول ۳-۳: درصد وزنی مواد در سرریز و ته ریز استوب سیکلون.....	۵۸
جدول ۴-۳: توزیع اندازه ذرات بخش سرریز استوب سیکلون.....	۵۹
جدول ۵-۳: نتایج حاصل از تجزیه سرنندی نمونه ته ریز استوب سیکلون.....	۶۱

صفحه	جدول
------	------

۶۲.....	جدول ۳-۶: مقدار باریت موجود در ته ریز، سرریز و خوراک استوب سیکلون
۶۳.....	جدول ۳-۷: توزیع و عیار عناصر با ارزش در لجن سرچشمه، سرریز و ته ریز استوب سیکلون
۶۵.....	جدول ۳-۸: نتایج شستشوی با آب
۶۷.....	جدول ۳-۹: نتایج لیچینگ لجن مس با اسیدنیتریک در شرایط مختلف برای انحلال مس، نقره و سلنیم
۶۸.....	جدول ۳-۱۰: نتایج حاصل از لیچینگ سلنیم
۷۱.....	جدول ۳-۱۱: نتایج لیچینگ طلا در شرایط مختلف

فصل چهارم: استخراج با حلال

۸۲.....	جدول ۴-۱: نتایج استخراج نقره به روش SX
۸۴.....	جدول ۴-۲: نتایج استریپ نقره
۸۷.....	جدول ۴-۳: نتایج استخراج طلا با استخراج کننده (DNOS)
۸۹.....	جدول ۴-۴: نتایج استریپ طلا با هیدروکسید آمونیم ۲ مولار
۹۰.....	جدول ۴-۵: نتایج استریپ طلا با تیوسولفات ۰/۵ مولار

فصل پنجم: نتایج و پیشنهادات

۹۴.....	جدول ۵-۱: مقدار عناصر با ارزش در نمونه لجن سرچشمه، سرریز و ته ریز استوب سیکلون
---------	--

عنوان	صفحه
-------	------

فصل اول : کلیات (مجمع مس سرچشمه، لجن مس آندی، طلا)

شکل (۱-۱) نمای کلی مجمع مس سرچشمه.....	۴
شکل (۲-۱) واحد تغلیظ مس سرچشمه	۵
شکل (۳-۱): واحد پالایشگاه مس سرچشمه.....	۶
شکل (۴-۱): مراحل تولید محصولات مجمع مس سرچشمه کرمان.....	۷
شکل (۵-۱): نحوه تولید آند مسی در قسمت ریخته گری	۱۲

فصل دوم: پیشینه تحقیق

شکل (۱-۲) فلوشیتی از یک فرآیند هیدرومتالورژی.....	۳۲
---	----

فصل سوم: لیچینگ لجن مس آندی

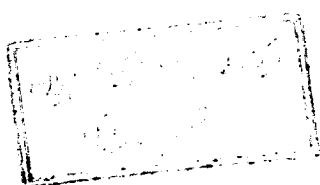
شکل (۱-۳): تجزیه سرنندی نمونه لجن مس سرچشمه به روش تر.....	۵۳
شکل (۲-۳): استوب سیکلون و تجهیزات آن.....	۵۵
شکل (۳-۳): مشخصات استوب سیکلون استفاده شده.....	۵۶
شکل (۴-۳): نحوه نمونه برداری از سرریز و ته ریز استوب سیکلون.....	۵۷
شکل (۵-۳): توزیع دانه بندی سرریز استوب سیکلون	۶۰
شکل (۶-۳): تجزیه سرنندی به روش تر نمونه ته ریز استوب سیکلون.....	۶۲
شکل (۷-۳) بخشی از لوازم و تجهیزات مورد استفاده در عملیات لیچینگ	۶۵
اشکال ۱ تا ۱۹ منحنی تغییرات بازیابی مس، نقره و سلنیم نسبت به غلظت اسید، دما و زمان پیوست ۲.....	۱۰۶

فصل چهارم: استخراج با حلال

- شکل (۱-۴) : تعیین مراحل تئوری استخراج ۷۷
- شکل (۲-۴) : دیاگرام مک کیب- تیل (McCabe - Thiele) ۷۸
- شکل (۳-۴) بخشی از لوازم و تجهیزات مورد استفاده قرار گرفته در بخش استخراج با حلال ۸۰
- شکل (۴-۴) دیاگرام مک کیب- تیل (McCabe - Thiele) برای استخراج تفره ۸۳
- شکل (۵-۴) دیاگرام مک کیب- تیل (McCabe - Thiele) برای استخراج طلا ۸۸

فصل پنجم: نتایج و پیشنهادات

- شکل (۱-۵) فلوشیت مراحل مختلف انجام کار ۹۶



فصل اول

کلیات

(مجمع مس سرچشمه، لجن مس آندی، طلا)

نیاز صنایع به عنوان مواد اولیه باعث گشته تا بشر به دنبال کشف و استخراج هرچه بیشتر فلزات مورد نیاز خود باشد. در این میان فلز مس به دلیل موارد استفاده فراوان به عنوان یک فلز استراتژیک و مهم مطرح است.

خوشبختانه کشور ما از این موهبت الهی برخوردار بوده و بر روی کمر بند ذخایر جهانی مس قرار دارد. یکی از بزرگترین کانسارهای مس دنیا کانسار مس سرچشمه است [۱] که در استان کرمان واقع شده و در حال بهره برداری است. کانسار مس سرچشمه علاوه بر مس حاوی عناصری چون طلا، نقره، سلنیم، تلوریم و مولیبدن می باشد. عناصر طلا، نقره و سلنیم موجود در کانسار مس سرچشمه دارای عیار پایینی می باشد. این عناصر در لجن حاصل از الکترولیز مس آندی تمرکز یافته بطوریکه میتوان آنها را بصورت اقتصادی استخراج نمود.

در حال حاضر استخراج عناصر با ارزش از لجن مس آندی بصورت پیرومتالورژی و هیدرومتالورژی صورت میگیرد که در ایران روش اول در گذشته انجام شده و روش دوم تاکنون بصورت صنعتی تجربه نشده است. در صورتیکه در کشورهای صنعتی و اروپایی، روش هیدرومتالورژی بعنوان یک روش نو و اقتصادی برای بازیابی عناصر با ارزش از لجن مس آندی در حال انجام است. در روش پیرومتالورژی لجن تحت شرایط دمای بالا قرار میگیرد و به آن مواد گدازآور افزوده شده و در نهایت طلا و نقره آن استخراج میشود. در ایران این عمل فعلاً به صورت سستی در گارگاههای کوچک انجام میشود. بدلیل اینکه در این روش از دماهای بسیار بالا استفاده میشود، سلنیم موجود در لجن به صورت اکسید سلنیم متصاعد و در محیط منتشر شده و باعث آلودگی محیط زیست و همچنین هدر رفتن آن میشود. از معایب دیگر این روش استفاده زیاد از انرژی است و چون به صورت سستی انجام میشود، میزان بازیابی هم مطلوب نیست. از طرف دیگر احداث کارخانه ای با تجهیزات لازم که در دماهای بالا کار کند مستلزم صرف هزینه های بالاست.

جهت حل تمامی این مشکلات پیشنهاد یک روش مناسب بازیابی که دارای صرفه اقتصادی باشد لازم بنظر میرسد.

۲-۱- مجتمع مس سرچشمه

معدن مس سرچشمه در ناحیه مس دار کرمان واقع شده است. این ناحیه را میتوان قسمتی از کمربند فلز زایی ایران مرکزی به حساب آورد و بعنوان یک منطقه مجزا و با همان خصوصیات توده های مس موجود در آن (از نظر سن و زایش) مورد مطالعه قرار داد. این بخش از کمربند فلز زایی ایران مرکزی با طول تقریبی ۴۰۰ کیلومتر و عرض ۴۰ الی ۵۰ کیلومتر در جهت شمال غربی و جنوب شرقی (ناحیه کرمان) گسترش دارد. از توده های مس موجود در این ناحیه که امکان بهره برداری از آنها فراهم شده میتوان سرچشمه و میدوک را نام برد. کانسار مس پرفیری سرچشمه کرمان را میتوان جزء یکی از بزرگترین کانسارهای مس جهان به حساب آورد. این کانسار در کمربند ولکانیکی-پلوتونیک، قلعه دختر-ارومیه قرار دارد [۱].

معدن مس سرچشمه بیضی شکل بوده که قطر بزرگ آن ۲۳۰۰ متر و قطر کوچک آن ۱۲۰۰ متر میباشد. میزان ذخیره این کانسار بالغ بر یک میلیارد تن سنگ سولفیدی میباشد. علاوه بر مس، وجود عناصر مولیبدن، طلا، نقره، سلنیم و تلوریم نیز قابل توجه است. عیار مس ۰/۷ درصد، مولیبدن ۰/۰۳ درصد، طلا ۰/۲۷ گرم در تن و نقره ۳/۰۹ گرم در تن میباشد. بر اساس ترکیبات تشکیل دهنده این کانسار به سه منطقه تقسیم بندی میشود:

اولین قسمت منطقه اکسیده میباشد که از سطح زمین تا عمق ۲۶ متری را شامل میشود. منطقه دوم، منطقه سوپرژن است که بعد از منطقه اکسیده قرار دارد و عمق آن ۸۰ متر است. منطقه سوم منطقه هیپوژن است که زیر منطقه سوپرژن قرار دارد.

تاریخ شروع نصب تجهیزات و عملیات ساختمانی سال ۱۳۵۲ میباشد که این عملیات در سال ۱۳۵۷ به اتمام رسید و در سال ۱۳۶۰ بهره برداری از مجتمع مس سرچشمه شروع گردید. روش استخراج

رو باز بوده و سالیانه تقریباً ۱۴ میلیون تن سنگ سولفیدی از آن استخراج میشود. محصولات مجتمع

مس سرچشمه به صورتهای زیر به بازار عرضه میشود:

۱- مفتول مسی ۸ میلیمتری در کویلهای ۴ تنی.

۲- مس بیلت با قطر ۲۵۰ میلیمتر و طول ۷/۳ متر و وزن حدود ۴۲۰ کیلوگرم بر هر متر.

۳- مس اسلب به ابعاد:

الف) ۱۲/۷ سانتیمتر قطر، ۶۶ سانتیمتر عرض و ۷۳۰ سانتیمتر طول و وزن حدود ۷۲۰ کیلوگرم بر هر متر.

ب) ۱۵/۲ سانتیمتر قطر، ۱۰۶/۷ سانتیمتر عرض و ۷۳۰ سانتیمتر طول و وزن حدود ۱۳۹۰ کیلوگرم بر هر متر.

شکل (۱-۱) نمای کلی مجتمع مس سرچشمه را نشان میدهد.

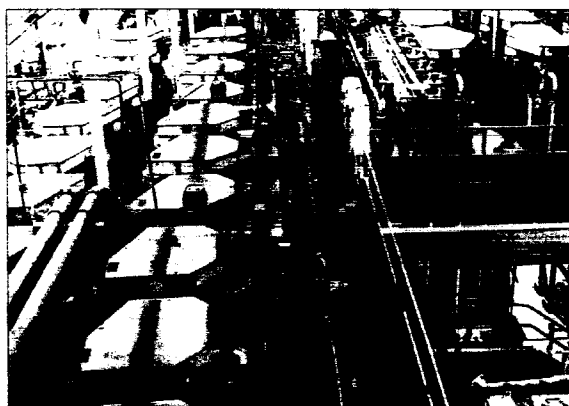


شکل ۱-۱: نمای کلی مجتمع مس سرچشمه

۱-۲-۱- تجهیزات اصلی کارخانجات مجتمع مس سرچشمه

۱-۱-۲-۱- واحد تغلیظ

تجهیزات و بخشهای اصلی این واحد عبارتست از سنگ شکنها، آسیاها، سلولهای فلو تاسیون، فیلتر و خشک کن، کارخانه آهک، کارخانه مولیبدن، واحد ته نشین کننده باطله و سدرسوبگیری [۱]. شکل (۲-۱) واحد تغلیظ را نشان میدهد.



کارخانه تغلیظ

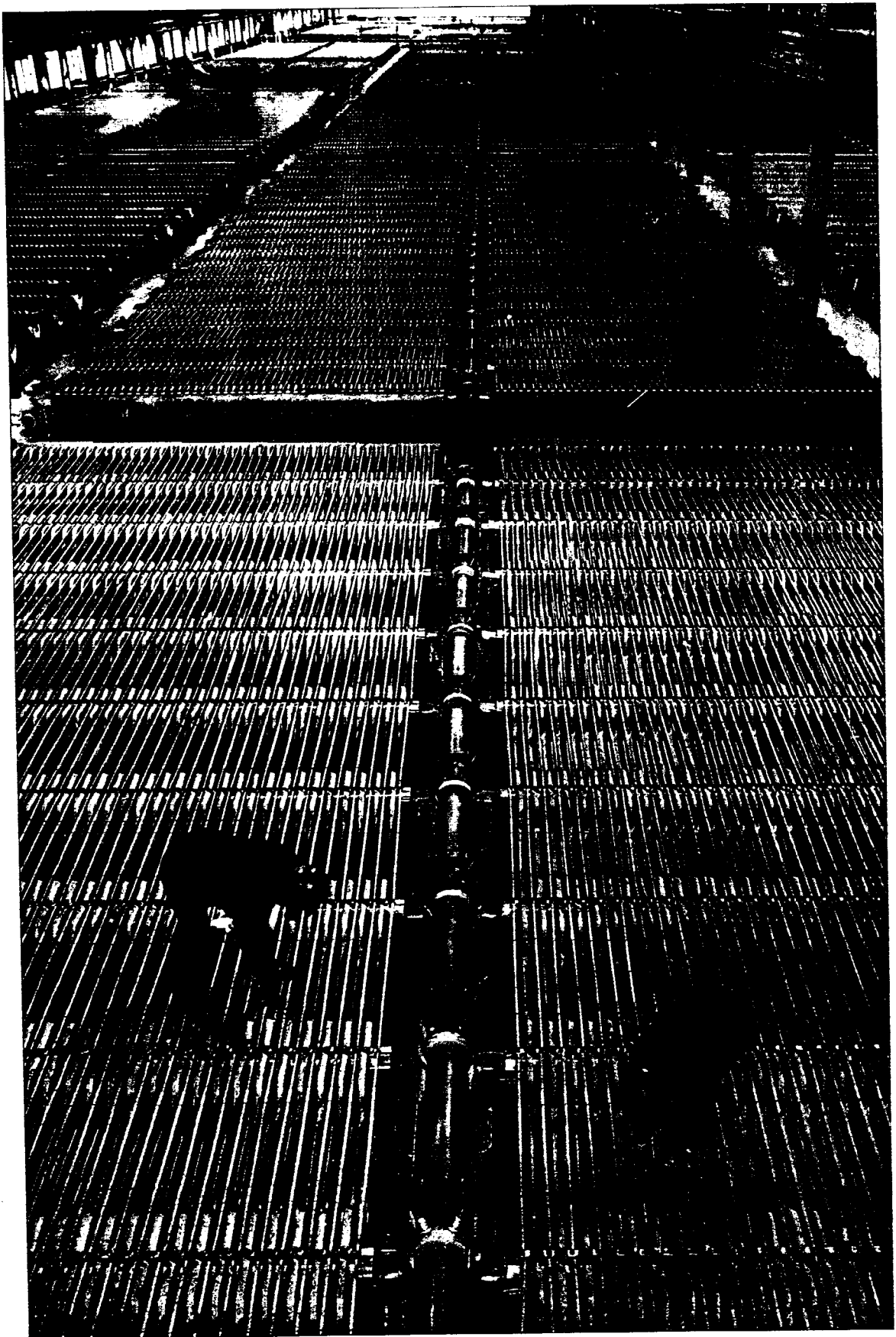
شکل ۲-۱: واحد تغلیظ

۱-۲-۱-۲- واحد ذوب

تجهیزات اصلی این کارخانه شامل انبار و سیستم آماده سازی خوراک کوره، کوره های انعکاسی و دیگهای بخار، کوره های کنورترو چرخ ریخته گری میباشد [۱].

۱-۲-۱-۳- واحد پالایشگاه

ظرفیت تولید پالایشگاه ۱۵۸۰۰۰ تن در سال میباشد. این بخش شامل ۹۶۰ سلول الکترولیز بوده و دارای کارخانه شستشوی اسیدی لجن میباشد [۱]. شکل (۳-۱) پالایشگاه مس سرچشمه را نشان میدهد.



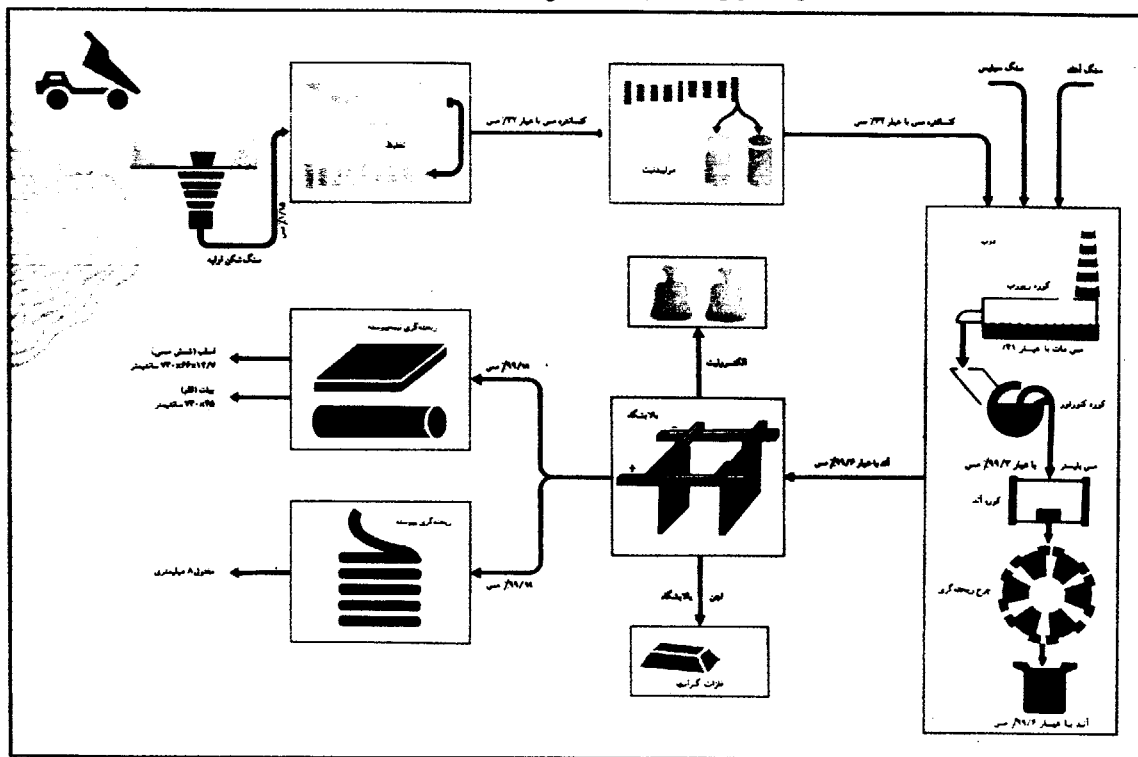
پالایشگاه

شکل ۱-۳: پالایشگاه مس سزچشمه

۱-۲-۴- کارگاههای ریخته گری

بخش ریخته گری محصولات مسی در ساختمانی به مساحت ۷۳۰۰ مترمربع ساخته شده و شامل دو قسمت ریخته گری پیوسته و نیمه پیوسته میباشد. در قسمت پیوسته مفتول ۸ میلیمتری تولید میگردد. ظرفیت تولید این واحد ۲۴ تن در ساعت بوده و تولید سالانه آن در یک شیفت کاری در روز ۵۳۵۰۰ تن و در سه شیفت کاری در روز ۱۶۰۰۰۰ تن میباشد. شکل (۱-۴) مراحل تولید محصولات مجتمع مس سرچشمه را نشان میدهد.

مراحل تولید محصولات مجتمع مس سرچشمه کرمان



شکل ۱-۴: مراحل تولید محصولات مجتمع مس سرچشمه کرمان

۱-۳- ساختار مس آندی

آندهای مس را از ریخته گری در قالبهای به ابعاد $(1 \times 1/5)$ متر تهیه میکنند. برای اینکه صفحات به آسانی از قالب بیرون بیایند و بدنه آن نچسبند قالب را با لایه هایی از پودر سولفات باریم می پوشانند و از همین جاست که مقداری پودر سولفات باریم به آند چسبیده و در فرآیند الکترولیز وارد لجن مس آندی می شود.

بیشترین مقدار مس مورد استفاده در صنعت از تغلیظ سنگهای سولفیدی مس و عملیات بعدی بر روی آن حاصل می گردد. با توجه به ساختار کانه سولفیدی، مواد متعددی، مس آندی را همراهی می کنند و بخشی از همین مواد یا محصولات تولید شده از واکنشهای آنها در کاتد و آند و الکترولیت وارد لجن می گردند. در بین ناخالصیها مقدار کمی مواد با ارزش نظیر نقره و طلا پیدا می شود. بهمین علت این عناصر را از لجن مس آندی بازیابی می نمایند.

الکترولیت سلول الکترولیتی مخلوط $\text{CuSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{SO}_4$ میباشد و نی بتدریج که الکترولیز پیش میرود با مواد دیگری که از واکنشهای کاتدی و آندی حاصل می گردد، آلوده شده که بعضی از این ناخالصیها به صورت نامحلول در ته ظرف الکترولیت جمع می گردند. لجن آندی مخلوطی است فوق العاده پیچیده که از مس آندی حاصل می شود و چون ساختار مس آندی متغیر می باشد. بهمین علت ترکیب لجن ها در زمانهای مختلف متفاوت است [۲].

۱-۳-۱- عناصر سازنده مس آندی

جدول (۱-۱) درصد عناصر موجود در آندهای مس را نشان می دهد. جداول (۱-۲) و (۱-۳) نیز بترتیب درصد ترکیبات و عناصر موجود در لجن حاصل از سه کارخانه تصفیه الکترولیتی مس را نشان می دهد [۲].

جدول ۱-۱: درصد عناصر موجود در مس آندی [۲].

عناصر	درصد
Cu	۹۸/۵-۹۹/۵
Ag	۰-۰/۲
Au	$۰-۱۰۰ \times ۱۰^{-۲}$
Pb	۰-۰/۳
As	۰-۰/۱
Se	۰-۲
Ni	۰-۰/۵
Bi	۰-۰/۰۷
Sb	۰-۰/۳
O ₂	۰/۵-۰/۸

جدول (۲-۱): درصد ترکیبات موجود در لجن [۲].

درصد	ترکیبات
۱۲-۲۵	سولفیدها
۴۵-۶۰	اکسیدها
۵-۱۵	مس فلزی
۱۵-۳۵	کلی

جدول (۱-۳): درصد وزنی عناصر موجود در لجنهای آندی حاصل از سه کارخانه تصفیه الکترولیتی مس [۲].

عنصر	CCR ^۲	INCo ^۲	NiCi . Co ^۱
Ag	۲۱/۴	۵/۹	۴/۸۳
Cu	۱۸/۷	۱۶/۶	۱۵/۷
Se	۱۱/۸	۶/۶۸	۱۲/۱۳
Te	۱/۲۱	۱/۶۶	۰/۳۵
As	۱/۱۴	۰/۸۳	۰/۸
Sb	۱/۶۸	—	۱/۷۶
Pb	۱۰/۱	۱/۰۸	۰/۴۲
Bi	۰/۷۷	—	۰/۰۵
Au	۰/۶	—	۰/۱۳
Ni	۰/۶۷	۲۶/۲	۵

۲ و ۳ در کانادا

۱- شرکت ملی صنایع مس ایران

جدول شماره (۴-۱) مهمترین فازهای عناصر موجود در لجن الکترولیزرا نشان می دهد [۳]

جدول ۴-۱: فازهای موجود در لجن

عناصر	فازها
طلا	$Au, (AgAu) Te_2$
نقره	$Ag, AgCl, Ag_2Se, Ag_2Te, CuAgSe, (AgAu)Te_2$
مس	$Cu_2S, Cu_2Se, Cu_2Te, CuAgSe, Cu_2Cl_2, Cu$
سلینیم	$Ag_2Se, Cu_2Se, CuAgSe, Se$
تلوریم	$Ag_2Te, Cu_2Te, (Ag Au)Te_2, Te$
ارسنیک	$As_2O_3, BiAsO_4, SbAsO_4$
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

مس حاصل از تصفیه حرارتی دارای درجه خلوص کافی برای بسیاری از کاربردها به خصوص مصارف الکتریکی نمی باشد و برای این منظور از تصفیه الکتریکی استفاده می شود. اهداف اصلی 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 مثل طلا و نقره

تصفیه الکتریکی عبارتست از الکترولیز مس در داخل یک سلول الکترولیز که آند آن مس ناخالص (۹۹/۶٪) و کاتد آن مس خالص (۹۹/۹۹٪) است. در آند اکثر فلزات از قبیل مس، آهن، سرب، نیکل و غیره بصورت محلول در می آیند، قسمتی از این ناخالصی ها در 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 باعث می گردد که پس از مدتی الکترولیت غیر قابل استفاده شود. فلزات گرانبها مانند طلا و نقره عملاً بصورت محلول در نیامده و مستقیماً وارد لجن الکترولیز می شوند. شکل (۱-۵) نحوه تولید آند مسی را در قسمت ریخته گری نشان می دهد [۱].



مرح ریخته گری

شکل ۱-۵: نحوه تولید آند مسی در قسمت ریخته گری

۱-۳-۲- ماهیت لجن مس آندی

لجن مس آندی چیست؟ به هنگام تصفیه الکترولیتی، مس آندی حل شده و سپس روی کاتد رسوب می‌کند. بعضی ناخالصیهای مس که نامحلول هستند در ته سلول الکترولیز ته نشین میشوند که به این رسوب ها لجن مس آندی می‌گویند. لجن سلولهای الکترولیز را هنگام تعویض آندها خارج می‌کنند. این لجن شامل طلا، نقره و سایر فلزات گرانبهای دیگر موجود در مس آندی می‌باشد. همراه این فلزات گاهی اوقات مقداری تلوریم و سلنیم نیز وجود دارد. بقیه لجن را فلزاتی نظیر مس، سرب و نیکل و غیره تشکیل می‌دهند. وزن لجن در حدود ۰/۱ تا ۲ درصد وزن آند بکار رفته در حوضچه می‌باشد. دانسیته آن ۴/۵ تا ۵/۵ گرم بر سانتیمتر مکعب و مقدار مس موجود در آن معمولاً در حدود ۵ تا ۶۰ درصد است [۴].

ذرات لجن به حدی ریز می‌باشند که به کندی در کف سلول ته نشین می‌شوند و ممکن است در سطح الکترولیت شناور باقی بمانند و یا در سطح کاتد بنشینند و داخل بافت کاتد شوند. بررسیهای تحقیقاتی که با میکروسکوب الکترونی انجام شده است نشان می‌دهد که تمام ذرات لجن الکترولیز بسیار ریز و آگلومره هستند. اجزاء موجود در لجن به سه گروه تقسیم می‌گردند.

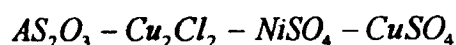
۱- اجزائی که در طی عملیات متالورژیکی تشکیل شده و در طی انحلال آندی بی تغییر باقی می‌مانند.

۲- اجزائی که در طی عملیات و بعد از عملیات حل آندی بوسیله واکنشهای بین ناخالصیها و الکترولیت تشکیل می‌گردند و حلالیت آنها در الکترولیت پائین می‌باشد.

۳- اجزائی که در اثر ضربه از آند کنده و وارد لجن شده و ترکیباتی شبیه آند دارند.

لجنها دامنه وسیعی از ترکیبات را دارا می‌باشند و این تنوع ترکیبات بر روی تعیین روش عملیاتی تاثیر می‌گذارد و شناخت ترکیب لجن و اینکه چه عناصری در آن موجودند برای دستیابی و انتخاب بهترین روش عمل آوری حائز اهمیت است.

که در آب قابل حل هستند و بطوریکه روی لجنهای مختلف آزمایش شده است حدود ۶ تا ۲۴ درصد از وزن لجن پس از الکترولیز در آب حل می شود. علت آن بهتر حل شدن برخی از ترکیبات آن در آب نسبت به محلول الکترولیت الکترولیز مس می باشد. ترکیباتی از لجن که در آب حل می شوند عبارتند از:



۳-۳-۱- شناسائی و بررسی ساختار عناصر و ترکیبات موجود در لجن

همانگونه که گفته شد، لجن آندی آمیزه ای از ترکیبات نامحلول در الکترولیت است که در ته سلولها رسوب می کند. علت حضور عناصر ناتیو در لجن این است که این فلزات نجیستر و الکتروپوزیتیوتر از مس می باشند [۴]. یعنی تحت شرایط الکترولیز مس، یونیزه نگشته و در الکترولیت حل نمی گردند بلکه مستقیماً در حوضچه ها ته نشین شده، جزئی از لجن را تشکیل می دهند. این عناصر فلزی طلا، نقره، پلاتین، سلنیم و تلوریم می باشند.

لجنی را که مستقیماً از سلولها خارج می شود را لجن آندی اولیه یا خام و لجنی که مس و یا بعضی فلزات دیگر از آن گرفته شده و آماده برای روشهای استحصالی نظیر ذوب می باشد را لجن آندی ثانویه یا شارژ واحد فلزات قیمتی می نامند. جدول (۱-۵) محدوده تغییرات آنالیز لجنهای آندی خام را نشان می دهد.

جدول ۱-۵: محدوده تغییرات عناصر موجود در لجنهای آندی خام [۴].

عنصر	عیار (%)	عنصر	عیار (%)
مس	۵ تا ۶۰	نیکل	ناچیز تا ۳۵
نقره	۱ تا ۴۰	سرب	۱ تا ۳۰
طلا	کمتر از ۱/۵	سیلیسیم	۰/۱۲ تا ۰/۲۸
پلاتین	۰/۰۰۰۵ تا ۰/۰۰۳	بیسموت	۰/۱۴ تا ۰/۱۵
سلنیم	۱/۵ تا ۱۶	قلع	۴ تا ۵/۵
تلوریم	ناچیز تا ۷	آهن	۰/۰۶ تا ۰/۰۸
آرسنیک	۰/۳ تا ۵	روی	۰/۴۷ تا ۰/۵۷
آنتیموان	ناچیز تا ۱۰		

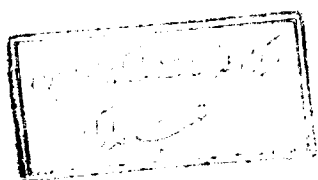
جداول (۱-۶) و (۱-۷) بترتیب نحوه توزیع عناصر در مرحله تصفیه الکتریکی نسبت به کل موجود در سیستم و آنالیز یک نمونه از لجن خام پالایشگاه را نشان می دهند.

جدول ۱-۶: نحوه توزیع عناصر در الکترولیت، کاتدولجن در مرحله تصفیه الکتریکی [۴].

ناخالصیهای آند	حل شدن در الکترولیت (%)	راسب شدن در کاتد (%)	ته نشین شدن در لجن (%)
سرب	۰	۱ تا ۵	۹۵ تا ۹۹
آهن	۸۰ تا ۱۰۰	۰ تا ۲۰	ناچیز تا ۲۰
روی	۹۳ تا ۱۰۰	۰ تا ۳	۰ تا ۴
آلومینیم	۷۵	۵	۲۰
نیکل	۷۵ تا ۹۴/۹	۱/۴ تا ۱۵	۳/۷ تا ۱۰
قلع	۲۰	۲۰ تا ۳۰	۵ تا ۶۰
گوگرد	۰	۳ تا ۵	۹۵ تا ۹۷
باریم-سیلیسیم-کلسیم	۰	۰	۱۰۰
آرسنیک	۶۰ تا ۷۳/۸	۱/۵ تا ۲۰	۲۰ تا ۲۵
آنتیموان	۲۰ تا ۴۰/۴	۲ تا ۳۰	۵۰ تا ۶۰
بیسموت	۲۱/۸ تا ۱۰۰	۰	۰ تا ۷۸/۲

جدول ۱-۷: آنالیز یک نمونه از لجن خام پالایشگاه مس سرچشمه [۱].

عنصر	Au	Ag	Fe	As	Pb	SiO ₂	Sb	Se	Cu	BaSO ₄
عیار (%)	۰/۱۰۳	۴/۴۹	۰/۰۷۷	۱/۳۸	۳/۲۲	۳/۴۵	۳/۵۱	۱۰/۴۸	۱۴/۲۳	۴۳/۱۱



جهت تصفیه مس آندی وخالص سازی آن تا ۹۹/۹۹ درصد آن را الکترولیز می نمایند. بدین منظور لازم است مس ناخالص (حاصل از کوره آند) را به صورت تیغه هائی در آورده و در محلول الکترولیت تصفیه نمایند.

ساخت این تیغه ها که آند مسی خوانده می شود به این صورت است که مس مذاب را در وسیله ای به نام چرخ ریخته گری می ریزند. دستگاه ریخته گری شامل یک سری قالب آند مسی است که بر روی یک چرخ قرار گرفته اند. این چرخ در حالیکه می چرخد مس مذاب به درون قالب ها ریخته می شود و پس از سرد شدن از قالب بیرون آورده می شود و جهت الکترولیز به پالایشگاه فرستاده می شود. برای اینکه آندهای مسی به قالب نچسبند و فرایند ساخت آند دچار اختلال نشود درون قالب ها پودر باریت می پاشند و با این عمل مقداری از باریت به آندهای مسی می چسبند. با وجود اینکه آند مسی را بعد از بیرون آوردن از قالب در آب خنک می نمایند و با این عمل مقدار زیادی از ذرات باریت از سطح آند مسی جدا می شود، با این حال مقداری از ذرات باریت همراه آند مسی می ماند و پس از عمل الکترولیز با ریت که نامحلول است در لجن آندی ظاهر می شود.

۱-۳-۵- وضعیت تولید سالانه لجن مس سرچشمه

میزان تولید متوسط لجن آندی مجتمع مس سرچشمه طبق جدول (۱-۸) سالانه ۳۸۰ تن می باشد. لجنهای آندی را در بشکه نگهداری و جهت فروش به بازار عرضه می کنند. در جدول (۱-۹) مشخصات نمونه هایی از بشکه های آماده شده جهت فروش که توسط قسمت امور پالایشگاه و ریخته گری تهیه شده آورده شده است [۱].

جدول ۸-۱: وضعیت تولید مجتمع مس سرچشمه کرمان طی سالهای ۹۰ الی ۷۸

لیجینگ	بالایشگاه ورختنه گریها						ذوب	تعیین		معدن		سال
	لجن	جمع رختنه گریها	مفتول	بیست واسط	کاتد	آند رختنه گری شده		کستاره MO	کستاره CU&MO	سنگ سولفیدی	کل استخراج	
کاتد												
.	۱۴۹۳۹	۸۰۷۰۷۶	۹۲۷۲۲۷	۱۳۶۰
.	۸۴۰۶	۸۴۰۶	.	۱۱۶۲۰۳	۴۴۵۴۹۰۳	۸۰۳۶۳۰۱	۱۳۶۱
.	۲۶۷	۳۴۰۰۰	۳۴۰۰۰	۳۸۳	۱۵۶۶۷۰	۴۳۲۹۲۵۱	۸۵۹۸۹۹۷	۱۳۶۲
.	۲۶۰۳۲	۴۵۸۰۰	۴۵۸۰۰	۷۳۹	۱۳۵۳۱۸	۴۷۲۲۴۰۷	۱۰۹۶۷۳۱۹	۱۳۶۳
.	۳۵۱۸۵	۴۰۳۱۵	۴۰۳۱۵	۹۲۹	۱۳۱۷۹۴	۴۵۳۶۳۲۶	۱۰۶۸۹۷۱۳	۱۳۶۴
.	.	۲۴۰۴۳	۱۷۵۳۷	۶۵۰۶	۲۱۳۰۱	۵۰۲۳۱	۵۰۲۳۱	۸۱۷	۱۴۲۷۹۵	۴۹۷۵۴۲۸	۸۸۱۹۷۴۲	۱۳۶۵
.	.	۱۱۰۶۳	۹۹۹۵	۱۰۶۸	۲۲۳۸۵	۴۷۱۲۲	۴۷۱۲۲	۸۷۳	۱۶۳۷۹۸	۵۱۰۴۵۱۰	۱۳۲۸۲۱۰۱	۱۳۶۶
.	.	۲۲۳۵۹	۱۸۹۸۳	۳۳۷۶	۴۱۶۲۹	۵۷۹۵۰	۵۷۹۵۰	۱۱۸۱	۱۶۴۲۰۳	۵۱۳۲۹۷۹	۱۰۱۴۲۵۷۵	۱۳۶۷
.	.	۲۵۳۶۷	۲۵۰۳۶	۳۳۱	۴۳۱۶۷	۷۶۰۵۱	۷۶۰۵۱	۱۳۹۶	۱۶۷۴۴۰	۵۶۸۰۰۳۵	۱۱۶۵۸۵۱۱	۱۳۶۸
.	.	۴۳۷۵۰	۳۹۱۶۹	۴۵۸۱	۵۸۷۵۰	۹۲۲۰۲	۹۲۲۰۲	۹۶۷	۲۱۹۷۲۹	۶۸۳۲۹۲۳	۱۵۶۴۱۵۸۹	۱۳۶۹
.	۲۲۴,۰۴۵	۴۸۸۰۷	۴۵۲۹۷	۳۵۱۱	۸۱۸۷۰	۱۲۵۹۴۷	۱۲۵۹۴۷	۱۰۹۹	۲۸۹۶۲۱	۹۱۶۲۹۹۷	۲۱۴۰۳۰۸۴	۱۳۷۰
.	۱۵۱,۹	۵۰۰۱۰	۴۴۳۴۴	۵۶۶۶	۸۶۳۷۰	۱۲۷۹۰۹	۱۲۷۹۰۹	۱۵۱۰	۳۰۳۹۷۶	۸۹۹۶۷۳۹	۱۹۲۶۵۷۹۱	۱۳۷۱
.	۳۶۶,۴۵	۳۹۸۲۷	۳۴۷۰۳	۵۱۲۴	۷۵۰۹۱	۱۰۱۲۷۲	۱۰۱۲۷۲	۱۹۴۲	۳۲۲۷۷۹	۱۰۶۶۴۱۵۸	۲۱۰۷۰۰۶۳	۱۳۷۲
.	۳۳۸,۱	۵۶۶۲۱	۴۹۶۵۱	۶۹۷۰	۱۰۰۴۴۰	۱۳۳۱۴۸	۱۳۳۱۴۸	۲۴۷۰	۳۶۹۰۲۵	۱۳۰۳۹۴۸۵	۲۱۷۰۲۵۲۲	۱۳۷۳
.	۲۲۷,۵۸۱	۵۷۷۲۰	۴۹۲۷۷	۸۴۴۳	۹۲۶۱۳	۱۲۱۶۳۰	۱۲۱۶۳۰	۱۴۳۰	۳۳۹۰۹۸	۱۲۰۶۱۰۹۵	۲۱۷۵۳۴۱۸	۱۳۷۴
.	۳۰۷,۶۷۶	۵۹۲۵۹	۵۱۳۳۱	۷۹۲۸	۱۰۲۰۳۹	۱۳۵۳۴۱	۱۳۵۳۴۱	۲۱۱۲	۳۶۴۱۳۱	۱۳۶۵۴۴۲۸	۲۵۹۳۵۷۱۷	۱۳۷۵
۳۰۶۱	۳۳۴,۰۵	۵۷۱۸۴	۴۸۲۸۲	۸۹۰۲	۱۰۳۲۲۵	۱۳۸۴۰۷	۱۳۸۴۰۷	۲۸۹۷	۳۷۵۵۳۴	۱۳۹۵۴۲۸۱	۲۷۰۹۰۹۱۲	۱۳۷۶
۱۰۴۸۰	۳۸۲,۶۴۲	۴۶۳۵۰	۳۷۹۶۸	۸۳۸۲	۱۱۸۵۴۱	۱۵۰۰۴۹	۱۵۰۰۴۹	۴۳۵۰	۳۷۹۱۷۳	۱۳۷۳۹۴۹۴	۲۶۵۳۳۰۰۹	۱۳۷۷
۱۱۴۵۲	۳۸۰	۶۴۰۵۴	۵۳۵۴۳	۱۰۵۱۰	۱۲۰۳۱۳	۱۵۴۲۳۲	۱۵۴۲۳۲	۴۷۲۲	۳۸۱۳۴۶	۱۳۷۷۰۱۰۴	۲۶۱۲۳۵۹۷	۱۳۷۸
۲۴۹۹۳	۲۷۶۲	۶۰۶۴۱۴	۵۲۵۱۱۶	۸۱۲۹۸	۱۱۲۸۷۱۸	۱۶۴۰۰۱۲	۱۶۴۰۰۱۲	۲۹۸۱۷	۴۵۳۷۵۷۲	۱۵۵۶۱۸۱۱۹	۳۰۹۶۴۲۳۸	جمع کل

واحد: تن

جدول ۹-۱: مشخصات نمونه های از بشکه های لیجن الکترولیز [۱].

شماره بشکه	طلا محتوی (گرم در تن)	نقره محتوی (گرم در تن)	رطوبت (درصد)	وزن بشکه ناخالص (کیلوگرم)	وزن خالص (کیلوگرم)	قیمت (ریال در کیلو)	قیمت هر بشکه به ریال با احتساب ۳ درصد عوارض
A۰۹۱۷	۱۹۵۰	۳۳۵۰۰	۱۷/۴۶	۳۷۷/۸	۲۹۶/۱۵۳	۱۹۳۹۲۱	۵۹۱۵۳۱۹۴
A۰۹۳۳	۱۵۴۰	۳۹۵۰۰	۲۲/۰۳	۳۹۴	۲۹۲/۳۸۷	۱۵۹۶۳۴	۴۸۰۷۵۱۵۴
A۰۸۹۳	۲۲۵۰	۶۲۰۰۰	۲۶/۴۳	۳۰۶/۳	۲۱۱/۳۶۶	۲۳۸۶۴۰	۵۱۹۵۳۵۹۴
A۱۰۰۲	۲۴۰۰	۶۱۰۰۰	۲۱/۳۴	۳۳۱/۵	۲۵۳/۶۷۸	۲۴۸۰۸۶	۶۴۸۲۱۹۷۹
A۱۰۹۰	۱۵۷۰	۵۲۵۰۰	۲۱/۵۷	۳۷۸/۲	۲۸۱/۷۲۰	۱۷۸۱۶۷	۵۱۶۹۹۰۰۳

رنگ زرد و دلپسند، جلای فلزی درخشانده، مقاومت خوردگی بالا و پیدا شدن آن در شن و ماسه بستر و کنار بسیاری از رودخانه ها بهترین دلائل توجه انسان اولیه به وجود این عنصر گران قیمت می باشد که تا امروز هم مقام نخست را بین سایر فلزات حائز است. اگرچه طلا نخستین فلزی است که بر انسان اولیه معلوم بوده ولی استعمال آن در زیورآلات تجملی در عصر مفرغ یعنی پس از آموختن رموز گداز فلزات صورت گرفته است. باستانی ترین آثار طلاشویی، استخراج گداز فلزات آن که تا هم اکنون باقی است، در نقاط مختلف مصر علیا و سودان واقع است و شامل گودالهای کم عمق در سواحل و رودخانه ها و چاههای مختلف در نقاط کوهستانی است.

انسان اولیه سنگهای طلادار را بوسیله چکشهای سنگی میشکافده و در آسیاهای سنگی خود میکرده و بشکل ذرات ریز در می آورده و روی سطوح موری می شسته است تا مواد خاکی را از ذرات طلا مجزا نماید و پس از بدست آوردن مقدار کافی، آنرا با مواد گداز آوری مخلوط میکرده و در بوته میگداخته و طلای فلزی را بدست می آورده است.

اغلب طلایی که در ازمه قدیم استخراج میگردد، طلای آبرفتی بوده است. شن و ماسه طلادار را از روی سطوح موری که روی آن پوست بز یا بره قرار داده بودند با آب می شستند و در نتیجه ذرات طلا، لابلای موهای پوست محبوس میگشت و پس از خشک شدن در آفتاب پوست را تکان داده و ذرات طلا را جمع آوری می نمودند تا بمرور زمان بقدر کافی جمع شود.

چندی بعد استفاده از جیوه و ساختن ملقمه در استخراج طلا کشف گردید و این اکتشاف را میتوان نخستین طلایه دانش شیمی بشمار آورد، زیرا یگانه محرک و مشوق دانشمندان قدیم بدست آوردن و استخراج این فلز گرانبها بوده و بمنظور تغییر ماهیت فلزات دیگر و تبدیل آنها به طلا بود که کیمیاگران تمام تلاش خود را در پیدا کردن راه حل این معما مبذول داشتند[۵].

مهمترین خواص فیزیکی طلا بشرح زیر است.

نقطه ذوب (Melting Point)	1063°C	(1945°F)
نقطه جوش (Boiling Point)	2530°C	(4586°F)
گرمای نهان ذوب (Heat of Fusion)	$16/3$	KCal
عدد اتمی (Atomic Number)	79	
وزن اتمی (Atomic Weight)	197/9	
وزن مخصوص (Specific Gravity)	19/3	
هدایت الکتریکی (Electrical Conductivity)	70/7	
سختی (Hardness, Mohs)	2/5	
رنگ (Colour)	زرد	

خواص چکش خواری ، تورق و مفتول شدن طلا از تمام فلزات بیشتر و در درجه اول میباشد زیرا یک گرم طلا را میتوان با چکش نرم و مسطح نمود که بتوان مساحتی معادل $0/56\text{ m}^2$ را پوشاند. با یک گرم طلا میتوان سیمی بطول ۲۳۵ متر ساخت . رنگ زرد طلا در اثر وجود ناخالصیهایی مثل نقره ، نیکل و آهن تغییر می کند . سختی طلا از نقره کمتر و از قلع بیشتر است . مقاومت طلا در مقابل نیروی کشش 1200 kg/cm^2 است [۵] .

طلا سنگین ترین فلز معمولی و وزن مخصوص آن در حالت ریخته شده $19/29$ گرم بر سانتیمتر - مکعب و در حالت نورد و چکشکاری $19/37$ گرم بر سانتیمتر مکعب است. وزن مخصوص طلا در دماهای مختلف بصورت زیر است.

دما (درجه سانتیگراد) ۲۰ ۹۰۰ ۱۰۰۰ ۱۱۰۰ ۱۲۰۰ ۱۳۰۰

وزن مخصوص (gr/cm^3) ۱۹/۳ ۱۸/۳۲ ۱۸/۲۳ ۱۷/۲۴ ۱۷/۱۲ ۱۷

نقطه ذوب طلا ۱۰۶۳ درجه سانتیگراد بوده و تبخیر و تصعید آن از ۱۱۰۰ درجه آغاز میگردد هدایت الکتریکی آن ۷۶/۹ درصد و هدایت حرارتی آن ۷۰ درصد نقره می باشد [۵]. طلا در موارد زیر استفاده می شود.

۶۰ درصد	بعنوان پشتوانه اسکناس
۱۵ درصد	زیور آلات
۱۰ درصد	آبکاری
۱۵ درصد (در صنعت بعلت گرانی مصرف کمی دارد)	آلیاژ با سایر فلزات

۱-۴-۱- رفتار شیمیایی طلا

عوامل جوی و اسیدهای معدنی به تنهایی چه در حالت سرد و یا گرم به طلا اثر نمیکند و بر همین اساس قدما طلا را بر سایر فلزات در ساختن اشیاء فلزی ترجیح میدادند بعلت اینکه طلا در اسید کلریدریک گرم و جوشان حل نمیشود از این نظر است که پتانسیل الکترودی آن خیلی بالا است ولی در تیزاب سلطانی ($3\text{HCl} + \text{HNO}_3$) که عامل اکسید کننده قوی میباشد حل گردیده و همچنین در محلول کلرور و بمقدار کمتری در محلولهای برم و ید حل گشته و تولید املاح مربوط را میکند. طلا در جیوه حل شده و تولید ملقمه می کند. جیوه مورد استفاده باید عاری از عناصر ناخالصی نظیر سولفیدآرسنیک، اکسید آهن و خصوصاً چربی و روغن باشد زیرا وجود آنها از حلالیت جیوه جلوگیری کرده که به ناخوشی جیوه معروف است. طلا بشکل ذرات در محلول سیانورسدیم یا پتاسیم و در مجاورت هوا حل شده و به شکل محلول سیانور $\text{KAu}(\text{CN})_2$ یا $\text{NaAu}(\text{CN})_2$ در می آید که هر گاه تحت عوامل احیاء کننده واقع شود، طلا آزاد شده و بصورت گرد سیاه رنگی رسوب میکند. وجود ناخالصیها بمقدار بسیار جزئی در خواص طلا، تغییراتی میدهد. مقادیر جزئی از

Sn, Sb, Cd, Bi, Pb طلا را سخت و شکننده میسازد. بیسموت به مقدار ۰/۰۵ درصد طلا را بقدری ترد و شکننده میسازد که میتوان آنرا با فشار دست خرد نمود. طلا با بسیاری از عناصر ترکیباتی میدهد ولی ترکیبات مهم در صنعت عبارتست از ترکیبات طلا و نقره، طلا و پلاتین، طلا و مس، طلا و جیوه و طلا و آلومینیم [۵].

۱-۴-۲- روشهای استخراج طلا

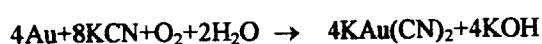
مقدار طلا با توجه به حجم معدن باید بین ۲/۷۵ تا ۱۰ گرم در تن و در آبرفتها این عدد حتی به ۰/۱ گرم بر تن برسد تا جهت استخراج مقرون بصرفه باشد. روشهای استخراج طلا از سنگ معدن طلا متناسب با چگونگی وجود طلا، شامل خاکشویی، ملقمه کردن، کلراسیون، سیانوراسیون، و تجزیه حرارتی میباشد در این قسمت به توصیف مختصر کلریناسیون، سیانوراسیون و تجزیه حرارتی می پردازیم [۶].

۱-۴-۲-۱- کلریناسیون

در این روش ماده معدنی حاوی طلا را تحت اثر کلر قرار میدهند گاز کلر به سرعت به طلا حمله کرده و ایجاد کلرید طلای قابل حل در آب میکند. محلول را جدا نموده و توسط مواد احیاء کننده مناسب طلا را جدا می نمایند. در بعضی از کارخانجات ابتدا کلریدهای طلا را بوسیله یک حلال آلی استخراج می کنند و بعد بوسیله اسید هیدروکلریک با غلظتهای معین کلریدهای طلا را از حلال آلی خارج کرده و آنرا احیاء می کنند.

۱-۴-۲-۲- سیانوراسیون

اساس روش سیانیدی این است که محلولهای رقیق سیانید سدیم یا پتاسیم یک اثر حلالیت ترجیحی بر روی ذرات ریز طلا و نقره فلزی نشان می دهند در حالیکه بر مواد دیگری که در کانیهای طلا یافت میشوند بی اثر می باشند. مکانیزم حلالیت طلا در سیانید توسط W.H.White شرح داده شده است . آزمایشهای وی بر این اساس استوار بوده که سرعت حلالیت در محلول سانییدی بطور کامل بستگی به حضور اکسیژن دارد.



طلا را از محلول سیانیدی به روشهای مختلفی استخراج مینمایند که عبارتند از :

۱. روش رسوبگیری طلا از محلول سیانیدی با استفاده از فلزات احیاء کننده مانند روی
۲. روش جذب طلا از محلول سیانید با کربن فعال شده
۳. استخراج با حلال

۱-۴-۲-۳- تجزیه حرارتی

تجزیه حرارتی را میتوان شاخه ای از تجزیه شیمیایی کمی معرفی کرد در این روش فلزات موجود در مواد معدنی و محصولات متالورژی را استخراج کرده و به صورت فلزی در می آورند. روش بکار برده شده مستلزم ذوب نمونه با استفاده از واکنشگرهای احیاء کننده ، اکسید کننده و کمک ذوبها میباشد به عبارت دیگر همان اصولی است که در متالورژی استفاده میشود. فلزاتی که معمولاً به روش تجزیه حرارتی تعیین میشوند طلا، نقره و پلاتین میباشد. اجزای سازنده معادن و محصولات متالورژی را میتوان به دو دسته تقسیم نمود یکی مواد معدنی با ارزش و دیگری مواد بی ارزش یا گانگ.

در روش تجزیه حرارتی دو فاز مذاب تشکیل میشود فاز مذاب سرب که حاوی فلزات با ارزش است و فاز مذاب سرباره که حاوی مواد زائد و گانگ میباشد. دو فاز مذاب به دلیل اختلاف زیاد در وزن ویژه از یکدیگر جدا میگرددند. سرب مورد نیاز از احیای لیتارژ حاصل میشود که طلا، نقره و

پلاتین موجود در نمونه را به خود میگیرد. بنابراین لیتارژ و اضاف کننده های دیگر میبایستی فاقد طلا و نقره باشند تا اینکه در تعیین این عناصر اشتباهی صورت نگیرد گانگ بوسیله واکنشگرهای مشخص به نام کمک ذوبها به یک سرباره قابل ذوب تبدیل میشود.

۱-۵- تصفیه لجن الکترولیز

لجن ته حوضچه های الکترولیز را هنگام عوض کردن آندها خارج میکنند. این لجنها شامل تمام طلا، نقره و فلزات گرانبهای دیگر موجود در مس آندیک میباشند همراه این فلزات گاهی اوقات مقدار کمی تلوریم و سلنیم نیز وجود دارد. بقیه لجن را فلزاتی نظیر آهن، مس، نیکل و غیره تشکیل میدهند. مقدار مس موجود در لجن حدود ۲۰ تا ۵۰ درصد است.

وزن لجن در حدود ۲-۵ درصد وزن آند بکار رفته در حوضچه میباشد. بازیابی فلزات قیمتی از لجن الکترولیز معمولاً به طرق مختلف صورت میگیرد ولی امروزه متداولترین روش استفاده از کوره های شعله ای مخصوص که بنام Dore Furnace معروفند انجام میگیرد با این روش نیز میتوان فلزات جنبی را بهتر بدست آورد. به این منظور ابتدا لجن را از داخل یک غربال عبور میدهند تا تکه های درشت مس جدا شود. سپس در صورت لزوم در مجاورت هوا مورد عمل تشویه قرار میدهند تا فلزات معمولی محتوی آن بصورت اکسید درآیند. محصول تشویه شده را با اسید سولفوریک ۱۵ درصد می شویند تا اکثر مس موجود در آن حل شود پس از شستشو با اسید عملاً مقدار مس موجود در لجن به کمتر از ۱ درصد می رسد حال در صورتیکه در لجن باقی مانده فلزات دیگری نظیر نیکل، سرب و غیره به مقدار زیاد وجود داشته باشند، از لجن حذف و مورد بازیابی قرار میگیرند. بخصوص اگر میزان سلنیم یا تلوریم در لجن از حدود ۱ تا ۳ درصد تجاوز نماید. بعلا ایجاد گازهای خطرناک نظیر SeO_2 بایستی ابتدا سلنیم و تلوریم حذف و در صورت اقتصادی بازیابی شوند. سپس مواد باقی مانده را در کوره شعله ای مخصوص ذوب میکنند. کربنات دو سود، نیترات سدیم و ترکیبات براکس

نیز بعنوان مواد گداز آور اضافه میکنند. تمامی اکسیدهای فلزی با کربنات سدیم وارد ترکیب شده بصورت سرباره خارج میگردد. محصول حاصل از کوره ذوب، آلیاژی از طلا و نقره می باشد. سرباره حاوی مقدار کمی نقره میباشد که آنرا معمولاً به بار کوره ذوب و تهیه مات مس اضافه میکنند جدا کردن طلا از نقره یا به طریق شیمیایی و یا الکترولیز انجام میگردد.

درصنعت اکثراً" طریقه الکترولیز را بکار می برند. در طریقه شیمیایی آلیاژ را در اسید سولفوریک حل میکنند تمامی نقره در اسید حل شده و طلا باقی می ماند و به این ترتیب طلا و نقره از هم جدا میشوند. در طریقه الکترولیز طلا و نقره را بصورت آند ریخته و در یک سلول الکترولیز که الکترولیت آن شامل ۳ درصد نیترات نقره و ۲ درصد اسید نیتریک آزاد با دانسیته جریان معادل ۳۰۰ آمپر بر متر مربع و اختلاف سطح ۱/۸-۱/۲ ولت مورد عمل الکترولیز قرار میدهند. کاتد نقره خالص میباشد.

آند را داخل یک کیسه تراوا میگذارند تا قطعات جدا شده از آند به ته حوضچه سقوط نکند زیرا عملاً" قسمتی از نقره پس از خنثی شدن بار الکتریکی آن در کاتد جذب الکتروود نشده و به کف حوضچه سقوط میکند. وجود کیسه تراوا مانع از مخلوط شدن این نقره با قطعات کنده شده آند میشود. پس از انجام الکترولیز، تکه های آند را مجدداً" ذوب کرده این بار برای طلا آنرا مورد عمل الکترولیز قرار میدهند الکترولیت در این مورد شامل کلرور طلا است که مقدار آن به حدود ۵۰ تا ۸۰ گرم طلا در لیتر میرسد و همچنین شامل ۵ تا ۷ درصد اسید کلریدریک آزاد است دانسیته جریان ۷۵۰ آمپر بر متر مربع بوده و اختلاف سطح ۸/ تا ۱/۱ ولت است آند طلای ناخالص و کاتد طلای خالص است [۳].

پس از عمل الکترولیز طلا را از روی کاتد جدا کرده و بصورت شمش میریزند و بقیه آند را جهت جدا کردن فلزات گرانبهای 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 شیمیایی میفرستند.

در جریان ذوب و تشویه لجن الکترولیز معمولاً فلزاتی مانند تلوریم و سلنیم همراه با گازهای خروجی خارج میشوند غبار موجود در این گازها را بدقت توسط جداکننده های الکترواستاتیکی جدا میکنند و از غبار بدست آمده فلزات مذکور استخراج میشوند.

فصل دوم

پیشینه تحقیق

در فصل دوم تحت عنوان پیشینه تحقیق فرآیندهای مختلف هیدرومتالورژی استفاده شده برای بازیابی عناصر با ارزش از لجن مس آندی مورد بررسی و مطالعه قرار گرفت تا با استفاده از آنها عوامل موثر و مواد شیمیایی مورد نیاز اعم از آلی و غیر آلی مشخص شوند.

۲-۲- فرآیندهای هیدرومتالورژیکی

بواسطه معایب عمل آوری به روش پیرومتالورژیکی چندین فرآیند هیدرومتالورژیکی توسعه یافته اند. اکثر این فرآیندها شامل لیچینگ یا لیچینگ انتخابی لجن آندی و عمل رسوب دهی میباشد. فرآیندهای هیدرومتالورژیکی برای بازیابی فلزات گرانبهائی از قبیل طلا، نقره، سلنیم و تلوریم و غیره از لجنهای آندی با مقادیر کم ناخالصی طراحی شده اند. اخیراً توجه زیادی به بهبود بازیابی محصولات جانبی شده است [۸].

درفرآیندهای قدیمی لجنها با تکنیکهای متفاوتی که تلفیقی از روشهای پیرومتالورژیکی و هیدرومتالورژیکی بود مورد عمل آوری قرار می گرفتند. آلودگی محیطی که با روشهای قدیمی همراه است باعث شده که بازیابی فلزات گرانبهائی از لجن به روش هیدرومتالورژیکی مطلوبتر باشد. فرآیندهای هیدرومتالورژیکی اقتصادی بوده و همانطور که عاری از آلودگی میباشد انرژی را بخوبی ذخیره میکنند. این فرآیندها از سه مرحله تشکیل شده اند [۹].

الف- لیچینگ، که عناصر با ارزش در یک محلول آبی (اسیدی یا قلیایی) حل می شوند.

ب- استخراج با حلال، که فلزات بازیابی و خالص میشوند.

ج- احیاء، که یونهای فلزات از محلول رسوب داده می شوند.

یک روش کاملاً هیدرومتالورژیکی برای بازیابی نقره و عناصر با ارزش دیگر از قبیل سلنیم، تلوریم، نیکل و فلزات از لجنهای آندی مس و نیکل توسط سابرامانیان^۱ و همکارانش توضیح داده شد [۸]. مولفان روشی را پیشنهاد کردند که در این روش عملیات ذوب Dore به حداقل رسیده و یا

اینکه این مرحله حذف میشود. در این روش عمل آوری لجنها در چندین مرحله به شرح زیر به اجرا در آمد.

نخست لیچینگ اسیدی تحت فشار اکسیدی که هدف آن بدست آوردن حد بالایی از استخراج سلنیم، نیکل و تلوریم می باشد صورت میگیرد به همین منظور لجن آندی ابتدا شسته شده و سپس در اسید سولفوریک بصورت گلاب در آورده میشود. شرایط بهینه عبارتند از:

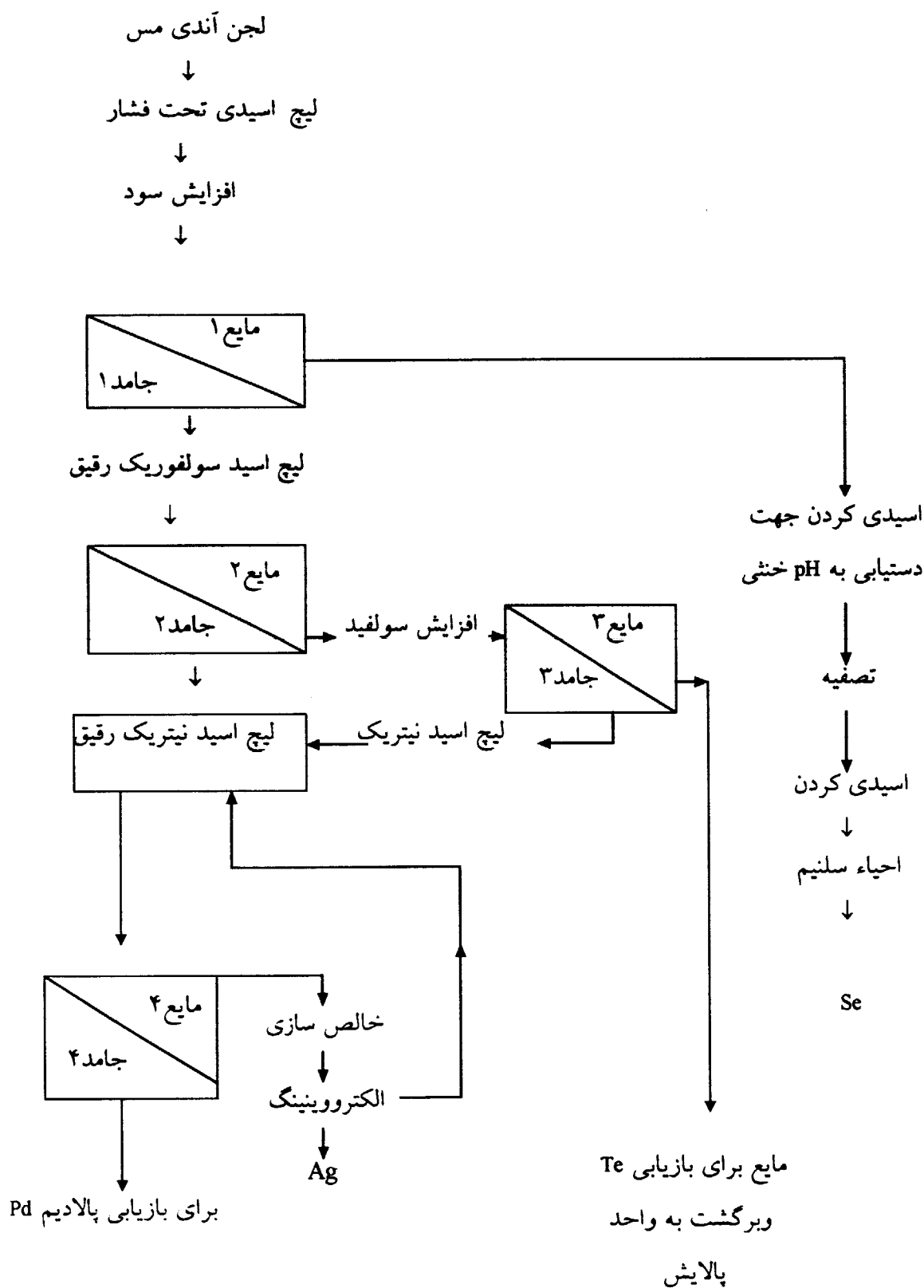
دما ۲۰۰ درجه سانتیگراد، غلظت جامد ۲۰۰ گرم بر لیتر، غلظت ابتدایی اسید ۱۸۰ گرم بر لیتر، فشار اکسیژن ۰/۳ مگا پاسکال. در این فرآیند مس، نیکل، سلنیم و تلوریم بطور عمده و به مقدار کمتری نقره در ظرف مدت ۳ ساعت استخراج می شود. در مرحله بعد سلنیم از دیگر فلزات گرانبها جدا می شود. برای دستیابی به این هدف محلول لیچ بدست آمده از اولین مرحله با محلولی که حداقل محتوی ۲۰ گرم در لیتر هیدروکسید سدیم است برای مدت نیم ساعت جهت رسوب دهی فلزاتی از قبیل مس، نیکل، تلوریم و نقره عمل آوری می شود. سپس تمام سلنیم موجود در محلول که در حالت چهار ظرفیتی میباشد با عبور گاز SO_2 بدون حضور کاتالیزور به شکل خالص رسوب داده میشود. قبل از احیاء سلنیم ناخالصیهای موجود بویژه تلوریم چهار ظرفیتی را می توان با افزایش pH از ۶ به ۸ و زلال سازی از محلول حذف کرد.

رسوبی که شامل مخلوطی از هیدروکسیدها و لجنهای نیچ نشده از مرحله ابتدایی است به منظور انحلال مس، نیکل و تلوریم با اسید سولفوریک رقیق عمل آوری می شود. بیشتر نقره در مواد جامد باقی می ماند اما مقداری از آن نیز وارد فاز مایع میشود. برای بازیابی نقره یک سولفید قابل حل مثل H_2S برای رسوب دادن تمامی نقره موجود در محلول بشکل سولفید نقره مورد استفاده قرار میگیرد. مایع که بیشتر شامل مس و نیکل است قبل از بازگشت مجدد به واحد پالایش، تلوریم آن از طریق رسوب دادن با مس حذف و خالص سازی میشود.

سولفید نقره حداقل با ۱۵۰ گرم در لیتر اسید نیتریک عمل آوری می شود و برای حل کردن نقره، مواد باقیمانده از لیچ اسید سولفوریک با ۲۵ گرم در لیتر اسید نیتریک در ۹۵ درجه سانتیگراد لیچ میشود.

محلولهای لیج شامل AgNO_3 به منظور هیدرولیز و رسوب ناخالصیهای آن از قبیل پالادیم، مس و سرب با Ag_2O عمل آوری می شود. به روش دیگر ناخالصیهای نا مطلوب از قبیل مس، سرب، سلنیم، تلوریم و پالادیم با بالا بردن pH محلول تا حدود ۶ توسط یک باز حذف می شوند. سپس برای بازیابی نقره از محلول نترات نقره از روش الکترووینینگ استفاده می شود. محلول خالص شده محتوی نترات نقره با غلظت ۶۰ گرم در لیتر بعنوان الکترولیت استفاده می شود [۱۰]. شکل (۱-۲) فلوشیتی را برای این فرآیند نشان میدهد.

شکل (۱-۲) فلو شیتی از یک فرآیند هیدرومتالورژی

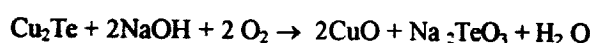


عمل آوری مشابهی توسط سابرامانیان انجام گرفت که علاوه بر بازیابی نقره و سلنیم عمل آوری دیگر عناصر از قبیل تلوریم و فلزات گرانبها بویژه طلا، پلاتین و پالادیم مطالعه شد [۱۰].

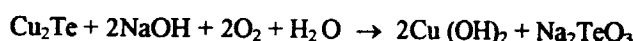
فلزات گرانبها قابلیت لیچ شدن توسط تیزاب سلطانی را دارند. طلا ممکن است بعداً از محلول با رسوب انتخابی توسط سولفات آهن (FeSO_4) یا بوسیله استخراج با حلال با استفاده از دی بوتیل کریبتول^۱ بازیافت شود.

بمنظور تولید طلا با خلوص بالا ماده آلی حاوی طلا با اسید اکسالیک احیاء می‌شود. فلزات گروه پلاتین از مایع عاری از طلا بوسیله استخراج با حلال بطور جداگانه بازیافت می‌شوند. به روش دیگر آنها را می‌توان بوسیله سمنا سیون با استفاده از منیزیم یا آهن بعنوان احیاء کننده بازیابی نمود.

بازیابی تلوریم همیشه براساس تبدیل آن به یک حالت محلول در آب و رسوب دادن آن بصورت TeO_2 می‌باشد که تلوریم عنصری با الکترولیز قابل استحصال است. تلوریم حاضر در محلول با مس فلزی به شکل Cu_2Te جامد احیاء می‌شود و در محلول سود سوزآور بمنظور انحلال انتخابی تلوریم بر اساس واکنش زیر لیچ می‌شود.



یا



مایع خالص سدیم تلورید برای رسوب تمام تلوریم بصورت TeO_2 تا $\text{pH}=6$ اسیدی می‌شود.

اکسید بدست آمده مجدداً در یک الکترولیت محتوی ۷۵ گرم در لیتر NaOH و ۶۰ گرم در لیتر تلوریم حل میشود تا الکترولیت غنی آن تشکیل شود. که از آن با استفاده از الکترودهایی از جنس فولاد ضد زنگ تلوریم به روش الکترووینینگ بازیابی میشود.

فرآیند دیگری که بوسیله الکین^۲ و همکارانش ثبت و اختراع شده است شامل بازیابی جداگانه سلنیم و تلوریم بر اساس یک لیچ اسیدی تحت فشار است [۱۱].

1- dibutyl carbitol

2 -Elkin

لجنه‌های شسته شده با آب در حضور گاز اکسیژن با فشار جزئی حدود 250 psi به اضافه 50 psi (فشار جزئی بخار آب) در حالی که دما در حین عملیات لیچ حدود $150-135$ درجه سانتیگراد نگه داشته شده است با سود سوز آور لیچ میشوند لذا در حالی که از تبدیل سلنیم به سلنات جلوگیری میشود یک بخش عمده سلنیم موجود به سلنیت تبدیل میشود. محلول لیچ که عمدتاً شامل سلنیم و مقداری از تلوریم بوده، با افزودن اسید سولفوریک جهت خنثی سازی آن که منجر به رسوب تلوریم میگردد خالص شده و سپس با عبور دادن گاز دی اکسید گوگرد از محلول سلنیم رسوب میکند. فرآیندی شبیه این فرآیند توسط والر^۱ انجام گرفت [۱۲] که لازم است که تفاوت‌های اساسی بین آنها مشخص شود.

فرآیند والر شامل استفاده از یک نمک باریم است که قابل بازیابی است و می تواند توسط فرآیندی که خیلی مشکل و گرانقیمت است مورد استفاده مجدد قرار گیرد. ثانیاً در این فرآیند از اسید کلریدریک استفاده می شود که در حضور دیگر اسیدها از قبیل اسید سولفوریک بشدت خورنده است و برای به حداقل رساندن صدمات حاصل از خوردگی لازم است که فرآیند به ظروف با ساخت ویژه هدایت شود. هدف از این فرآیند فراهم آوردن روشی می باشد که نیازی به استفاده از اسید کلریدریک و نمکهای باریم نداشته باشد.

برای رسیدن به این هدف سلنیم در حالت چهار ظرفیتی، یا سلنیت بجای سلنات که در روش والر تشکیل میشود با استفاده از زمان کمتر و دمای محدود نگه داشته میشود. بازیابی وجداسازی سلنیم و تلوریم با استفاده از لیچ تحت فشار قلیایی در حضور اکسیژن برای استخراج سلنیم و تلوریم در راندمانهای بالا توسط موریسون^۲ پیشنهاد شد که با فرآیند خالصسازی و احیاء دنبال میشود [۱۳].

این روش شامل عملیات زیر می باشد.

لیچینگ تحت فشار با سود سوز آور:

لجنه‌های آندی با محلول سود سوز آور در یک اتو کلاو با دمای 150 درجه سانتیگراد و فشار جزئی اکسیژن حدود $300-100 \text{ psi}$ به منظور حل سلنیم بصورت سلنیت سدیم که 10 تا 15 درصد آن اکسید

1-Vaaler

2- Morrison

شده و به سدیم سلنات تبدیل میشود، لیج میگردد. درضمن مس و تلوریم هم در حین لیج کردن اکسیده می شوند.

خالصسازی محلول سلنیت:

محلول سلنیت سدیم که دارای ناخالصیهایی از قبیل تلوریم و سرب می باشد با خنثی سازی محلول بوسیله اسید سولفوریک در pH برابر ۵/۷ خالص میشود.

احیاء سلنیم:

سلنیم به آسانی بصورت عنصر سلنیم از یک محلول سلنیت بوسیله دی اکسید گوگرد پس از اسیدی کردن با اسید سولفوریک تا $\text{pH}=0.5$ رسوب می کند در صورتیکه سلنیم در این شرایط از سلنات رسوب نمی کند. برای احیاء سلنات سدیم باید به اندازه کافی کلرید سدیم و سولفات آهن فرو بعنوان کاتالیزور اضافه شوند. سپس با عبور گاز دی اکسید گوگرد سلنیم رسوب می کند. مشکل این است که شرایط خوردندگی بوسیله افزایش نمک به محلول اسید تقویت می شود.

لیج اسیدی:

پس مواد جامد با قیمانده شسته شده از لیج قلیایی تحت فشار برای استخراج مس و تلوریم با اسید سولفوریک لیج میشود. اکسید مس و تلورات سدیم هردو به آسانی حل میشوند. یک مقدار قابل ملاحظه ای از نقره در حین لیج اسیدی حل شده و روی قراضه مس آندی. قبل از جداسازی مایع از جامد رسوب می کند. در نهایت تلوریم به روشی مشابه روش نوگوچی^۱ و همکارانش بازیابی میشود [۱۴].

فرآیند هیدرومتالورژی دیگری توسط هیمالا^۲ و همکارانش برای بازیابی نقره، سلنیم و تلوریم از لجنهای آندی که در آن لجن مس زدائی شده در یک تانک آهن محتوی اسید سولفوریک غلیظ در

1-Noguchi
2-Heimala

دمای ۱۸۰ درجه سانتیگراد برای مدت ۴ ساعت سولفات می‌شوند انتشار یافته است [۱۵]. نقره، سلنیم و تلوریم در اسید سولفوریک حل شده در حالیکه نیکل سولفات می‌شود. محلول اسید سولفوریک ناشی از فیلتراسیون در یک تانک آهنی که کاتدهای آن صفحات تیتانیوم و آندهای آن صفحات سربی می‌باشد الکترولیز می‌شود. در کاتد پودری با ترکیب نقره، سلنیم و تلوریم بدست می‌آید. سلنیم و تلوریم تشکیل شده در کاتد بوسیله ذوب این مواد تحت شرایط اکسید کنندگی به شکل SeO_2 و TeO_2 بخار شده، از نقره جدا می‌شوند و این گازها از محل خروجی گازها قابل بازیابی هستند. آنها قادرند در محلول آبی حل شده و در مرتبه اول تلوریم در شرایط خنثی رسوب و سپس سلنیم بوسیله SO_2 احیاء می‌گردد. آنگاه نقره ذوب شده و برای پالایش الکترولیتیک به شکل آند قالب ریزی می‌شود.

مواد باقیمانده در فیلتر در آب گرم ۸۰ درجه سانتیگراد شسته می‌شود که نتیجه آن انحلال سولفات نیکل است که از پسماند حذف می‌گردد. این پسماند محتوی طلا، پالادیم و پلاتین می‌باشد که میتواند بطور جداگانه بوسیله یک فرآیند مناسب بازیابی شود. حلالیت طلا، پلاتین و پالادیم در فرآیند سولفات کردن در زیر ۲۰۰ درجه سانتیگراد جزئی است. با بالا بردن دما انحلال طلا و پالادیم زیاد می‌شود و در طی عمل الکترولیت همراه نقره، سلنیم و تلوریم رسوب می‌کنند. نتیجه اینکه انجام عمل سولفات کردن در دمای زیر ۲۰۰ درجه سانتیگراد مزایای بیشتری دارد. چرا که طلا، پلاتین و پالادیم نامحلول باقی میمانند و میتوانند از نقره جدا شده و استخراج الکترولیتی نقره را آسان کنند.

مزیت این ابداع این است که فلزات گرانبها میتوانند از نقره جدا شوند که منجر به کاهش مراحل عملیات ذوب در روش Dore شده که معمولاً این روش گرانترین و پیچیده ترین مرحله این فرآیند است.

یانوپولس^۱ و همکارانش یک فرآیند بسیار مشابه با آنچه که موریسون ارائه کرده [۱۶]، با تغییرات جزئی در شرایط اجرا ثبت و اختراع نموده اند [۱۷].

1- Yannopoulos

این روش یک سیستم تازه برای بازیابی طلا و نقره به طریق کلریناسیون نسبت به کوره ذوب (furnace Dore) است. مطابق روش یانوپولس در این فرآیند جداسازی خوب عناصر با ارزش لجنها را بدون از دست دادن مقادیر زیادی از این اجزای تشکیل دهنده با ارزش در سرباره غنی از فلز که باید با این روش بازیافت شود را فراهم میسازد. این فرآیند حذف مس از لجنهای خام بوسیله لیچ اسیدی تحت فشار اکسیژن، حذف و بازیافت سلنیم بوسیله اکسیدکردن و فرارسازی آن و جداسازی و پالایش طلا و نقره از پسماند لجنهای عاری از مس و سلنیم با روشهای هیدرومتالورژی را دربرمیگیرد.

لجنهای خام با یک محلول رقیق اسید سولفوریک در یک دمای بالا (۴۰ تا ۱۰۰ درجه سانتیگراد) و در یک فشار جزئی اکسیژن ۵-۵۰ Psi برای انحلال و استخراج مس و قسمتی از مقدار تلوریم لجنها مورد عمل قرار میگیرند. تلوریم بوسیله یک فرآیند سماتاسیون توسط قراضه مس فلزی از محلول لیچ بازیابی میشود. پسماند عاری از مس در دمایی حدود ۴۰۰ تا ۸۰۰ درجه سانتیگراد به منظور اکسید کردن و فرار نمودن مقدار سلنیم لجنها بشکل دی اکسید سلنیم مورد عمل تشویه قرار میگیرد که برای تولید محلولی محتوی سلنیم، دی اکسید سلنیم حاصله تحت عمل شستشو قرار میگیرد. سپس دی اکسید سلنیم عنصری با دی اکسید گوگرد عمل آوری میشود. پسماند تشویه شده برای بدست آوردن یک گلاب با اسید کلریدریک رقیق یا اسید نیتریک و کلرید آهن فریک مخلوط میشود، سپس گاز کلر و هوا بطور دائم از میان گلاب در دمایی بین ۲۵ تا ۹۰ برای بدست آوردن مایع لیچ محتوی طلا و دیگر ناخالصیها بصورت حباب عبور میکند. مایع بدست آمده از میان بستری از کربن فعال گرانول برای جذب کمپلکسهای کلریدی طلای سه ظرفیتی و احیاء آن بصورت طلای فلزی بر روی سطح کربن عبور داده میشود. کربن فعال محتوی طلا ابتدا با آب و سپس با اسید نیتریک رقیق برای جدا کردن اساسی تمام یونهای فلزی بجز طلا از کربن فعال شسته می شود. طلای همراه با کربن با مخلوطی از هیدروژن پراکسید (H_2O_2) و اسید نیتریک لیچ شده و برای رسوب طلای خالص با اسید اکسالیکی عمل آوری می شود. محلول طلا بصورت متناوب با استخراج با حلال خالص سازی و سپس بوسیله اسید اکسالیکی احیاء میگردد. پسماند کلره شده شامل نقره است که با آب و تا حدود ۴۰ تا ۶۵ درجه

سانتیگراد حرارت می بیند تا کلریدهای فلزی قابل حل در آب حل شوند و یک کیک فیلتر جامد محتوی کلرید نقره بدست بیاید. این کیک با یک محلول آبی آمونیاک و آمونیم سولفات برای استخراج نقره بشکل یک کمپلکس سولفات آمونیم آمونیاکی کلریدی نقره لیچ می شود. سپس محلول آمونیاکی استخراجی با اسید سولفوریک عمل آوری میشود تا کلرید نقره خالصی که با آب خالص مخلوط می شود رسوب کند و برای بدست آوردن نقره فلزی خالص با فلز روی بر اساس معادله زیر وارد واکنش شود.



فرآیند دیگری مشابه فرآیند گزارش شده توسط موریسون [۱۳] برای بازیابی سلنیم از لجنهای آندی مس مجدداً توسط سابرامانیان و همکارانش مورد بررسی قرار گرفت [۱۸]. به همین منظور لجنهای آندی با اسید سولفوریک غلیظ مخلوط شده و در یک راکتور الکتریکی گرم در دمای ۲۱۵-۲۱۰ درجه سانتیگراد به مدت ۳۰ دقیقه لیچ میشود. محصول بدست آمده برای استخراج مس، نیکل و تلوریم با آب لیچ میشود. نها یثا لجنهای سولفات شده طی مراحل زیر عمل آوری می شود.

- لیچ قلیایی تحت فشار بمنظور انحلال سلنیم بر روی لجنها انجام میگردد. برای دستیابی به استخراج خیلی بالا بنظر می رسد مقدار بهینه سود سوزآور اضافه شده ۳۰۰ درصد مقدار لازم استوکیومتری^۱ برای سلنیم باشد. دما حدود ۲۰۰ درجه سانتیگراد، چگالی پالپ ۱۵ درصد جامد، فشار جزئی اکسیژن ۰/۶MPa و زمان حدود ۴ ساعت می باشد. خالص سازی محلول لیچ با استفاده از اسید سولفوریک صورت میگردد. نتیجه خنثی سازی محلول لیچ (pH=8) رسوب اکثر سیلیس، فلزات گرانبها و دیگر ناخالصیها می باشد.

برای حذف بیشتر فلزات گرانبها و کامل کردن عمل احیاء هیدرو سولفید سدیم به آن اضافه می شود. سلنیم که تقریباً به شکل شش ظرفیتی در محلول حضور دارد با دی اکسید گوگرد تحت شرایط شدیداً اسیدی و در حضور کاتالیزورهایی از قبیل یون کلرید و یون آهن II حیاء میشود. سپس مایع برای جدا کردن باقیمانده سلنیم آن در دمای ۶۰ درجه و قبل از تخلیه به باطله در تماس با مس قرار

1-stoichiometric

گرفته و عمل آوری میشود. مایع زلال این مرحله را می توان برای تولید پساب قابل قبول در $\text{pH}=8$ خشتی نمود. پسماند ناشی از لیچ با سود سوزآور، برای استخراج مس و تلوریم باقیمانده با اسید سولفوریک در $\text{pH}=2$ لیچ میشود. پسماند نهائی بعد از لیچ اسیدی، خوراک برای بازیابی نقره بوسیله ذوب را تامین می کند. سلنیم با عیار تجارتي و کنسانتره مناسب فلزات گرانبها برای عمل ذوب، دو محصول فرآیند هستند.

ونگ^۱ و همکاران او یک فرآیند هیدرومتالورژی جدیدی را برای بازیابی فلزات گرانبها از لجنهای آندی واحد پالایش مس پیشنهاد کردند [۹]. واحدهای عملیاتی مورد استفاده عمدتاً لیچ کردن، استخراج مایع-مایع و احیاء می باشد. این مولف لجنهای بدون مس را برای استخراج نقره، سلنیم، تلوریم و طلا بکار گرفت لجنهای آندی عاری از مس ابتدا با اسیدنیتریک با غلظت تقریبی ۴ تا ۹ مولار و دمای حدود ۱۱۵-۴۰ درجه سانتیگراد برای بدست آوردن محلول، لیچ میشود. نقره، سلنیم و تلوریم در این شرایط حل میشوند. در صورتیکه طلا و دیگر ناخالصیها در پسماند باقی میمانند. نقره در محلول لیچ بشکل کلرید نقره با افزودن نسبتهای استوکیومتری از اسید کلریدریک بازیابی میشود. محلول حاوی تلوریم و سلنیم از کلرید نقره جدا شده و برای استحصال سلنیم و تلوریم مورد عمل آوری قرار میگیرند. چون جداسازی تلوریم از سلنیم و دیگر ناخالصیها همچنین احیاء سلنیم و تلوریم با دی اکسید گوگرد معمولاً در محیط کلریدی انجام میگیرد بنابراین محلول محتوی سلنیم و تلوریم قبل از عملیات بازیابی و جداسازی باید از فرم نیترات به فرم کلریدی تبدیل شود. حذف نیترات و کلریناسیون محلول بوسیله روش استخراج مایع-مایع با استفاده از تری ان بوتیل فسفات^۲ بعنوان عامل استخراج کننده با ایجاد توازن با یک رقیق کننده هیدروکربنی همچون کروزن^۳ انجام میگیرد.

1- wang

2-TBP

3-Kerosene

استخراج کننده آلی حاوی نیترات برای بازیابی اسید نیتریک با آب شسته شده و مجدداً وارد مرحله حذف نیترات و کلریناسیون میشود. محلول نتیجه شده با ۲ تا ۴ مولار اسید کلریدریک غلیظ میشود و سپس برای جداسازی تلوریم از سلنیم و دیگر ناخالصیها بوسیله روش استخراج مایع-مایع تحت همان شرایطی که برای حذف نیترات استفاده شد عمل آوری میشود. سلنیم و تلوریم بطور جداگانه با عبور دادن دی اکسید گوگرد از میان محلولهای محتوی سلنیم و تلوریم بازیابی میشوند.

پسماند لیچ با اسید نیتریک بمنظور لیچ طلا در یک دمای بالا بین ۱۱۰-۴۰ درجه سانتیگراد با تیزاب سلطانی عمل آوری میشود. در این مرحله طلا، آرسنیک، آنتیموان، سرب، قلع، سیلیس، فلزات گروه پلاتین و مقدار کمی از نقره لیچ می شوند. محلول لیچ از پسماند جدا شده و طلا با تکنیک استخراج با حلال توسط دی اتیلن گلیکول دی بوتیل اتر^۱ بعنوان استخراج کننده آلی و اسید کلریدریک با غلظت ۲ مول یا بیشتر بعنوان محلول شوینده، از سایر ناخالصیها بازیابی می شود. برای رسوب و بازیابی طلا از استخراج کننده آلی باردار شده با طلا، از اسید اکسالیک استفاده میشود.

نهایتاً طلای احیاء شده با متانول و سپس با آب مقطر برای بازیابی اسفنج خالص با خلوص ۹۹/۹ درصد شسته میشود. طرح فرآیند بالا در مقایسه با فرآیندهای پیرومتالورژی متعارف عاری از آلودگی، دارای صرفه جویی در انرژی، دارای میزان بازیابی بالا برای سلنیم، بدون مرحله آلیاژ طلا-نقره برای بازیافت نقره و طلا و اقتصادی میباشد.

هو^۲ و همکارانش برای بازیابی فلزات گرانبها از لجنهای آندی مس از یک فرآیند مشابه با فرآیند ونگ [۸] استفاده نموده اند [۱۸]. کل فرآیند شامل چهار مرحله لیچینگ، پنج مرحله استخراج مایع-

مایع، دو مرحله احیاء و یک مرحله تشویه می باشد. مس طبق معمول بوسیله لیچ با اسید سولفوریک به صورت سولفات محلول در آب حذف میشود. محلول سولفات مس آلوده شده با سلنیم، نقره و قلع با تکنیک استخراج مایع-مایع عمل آوری شده تا مس از دیگر ناخالصیها جدا شود. با توجه به حضور

1- diethylene glycol dibutyl ether

2-Hoh

مقادیر زیادی سرب در این لجنها، لجن آندی عاری از مس با محلول استات در دمای ۲۰ تا ۷۰ درجه سانتیگراد لیچ میشود. محلول استات سرب با تکنیک استخراج با حلال با استفاده از LIX34 یا LIX64 تغلیظ و خالصسازی میشود. پسماند با اسید نیتریک لیچ شده و نقره در فرم کلرید نقره با اضافه کردن اسید کلریدریک در محلول رسوب می کند در حالیکه پسماند لیچ با اسیدنیتریک برای بازیابی طلا با تیزاب سلطانی لیچ میشود. پس از بازیابی کلرید نقره محلول محتوی سلنیم، تلوریم و دیگر ناخالصیها به مرحله حذف نیترات و کلریناسیون که انجام آن قبلاً^۱ تشریح شد فرستاده میشود [۹].

فرآیند لیچ فریک برای عمل آوری لجن مس آندی بوسیله ساتو^۱ و همکارانش گسترش یافت [۲۰]. شرایط لیچ عبارتست از: ۱۵۰ گرم اسید سولفوریک، مس ۳۰-۲۰ گرم، یون فریک ۸-۳ گرم، مجموع آهن ۳۰-۲۰ گرم، غلظت پالپ ۲۰-۱۰ گرم در لیتر، دما ۸۵-۸۰ درجه سانتیگراد و زمان لیچ ۱-۲ ساعت میباشد. بیشتر مس بشکل سلنید وجود دارد اما مقداری از آن در محلول اسید سولفوریک حل میشود. راندمان حذف مس چیزی در حدود ۶۰ تا ۸۰ درصد است.

هوفمن^۲ فرایندهای هیدرومتالورژی انجام شده برای بازیابی فلزات با ارزش از لجن پالایش الکترولیتی را بررسی کرده و روشهای جدیدی را پیشنهاد کرد [۲۱]. بعنوان یک اصل لجنها قبل از عمل آوری مس زدائی میشوند. نقره و سلنیم از لجنهای عاری از مس و تلوریم با استفاده از فرایندهای مختلف بازیابی میشوند. معمولاً^۲ فرآیند هیدرومتالورژی که برای بازیابی فلزات با ارزش بکار میرود شامل سه واحد عملیاتی عمده میباشد.

- لیچینگ، استخراج مایع-مایع و احیاء

لجن آندی مس زدائی شده ابتدا با اسیدنیتریک در یک دمای بالا برای بدست آوردن محلول لیچ عمل آوری میشود. نقره و سلنیم هر دو حل می شوند. نقره داخل محلول لیچ اسید نیتریک را به چندین روش میتوان استخراج کرد:

1- Sato

2 -Hoffmann

الف- رسوب نقره به شکل کلرید نقره [۹]. بازیابی نقره به این شکل ۹۶ درصد و خلوص $AgCl$ ۹۹/۲ درصد گزارش شده است [۲۲]. اگر از روش استخراج با حلال استفاده شود این مقادیر بهبود خواهد یافت.

ب- نقره همچنین قابلیت بازیابی به روش استخراج مایع- مایع را دارد.

دی-ان-اکتیل سولفید^۱ (DNOS) و دی-۲-اتیل هگزیل دی تیو فسفریک اسید^۲ (DEHDTA) بعنوان استخراج کننده انتخاب شدند. DNOS و DEHDTA توانایی استخراج سلنیم را ندارند، از این رو انتخابی عمل کردن آنها برای نقره خیلی بالا است [۲۲]. نقره موجود در فاز آلی با هیدروکسید سدیم دمولار شسته شده و به فاز آبی منتقل می شود.

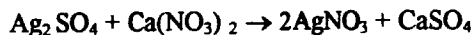
ج- نقره موجود در محلول نیترات به روش استخراج با حلال توسط CYANEX 471X قابل بازیابی است [۲۳]. CYANEX 471X یک استخراج کننده جدید بر پایه سولفید - فسفین است که بوسیله CYTEC برای صنعت هیدرومتالورژی توسعه یافته است. این استخراج کننده برای بازیابی انتخابی نقره خیلی مفید است. رقیق کننده مورد تاکید VARSOL DX-3641 می باشد. D2EHPA هم میتواند بعنوان یک اصلاح کننده مورد استفاده قرار گیرد.

عمل شستشو ممکن است با محلول سدیم تیوسولفات پایدار شده انجام بگیرد که نقره موجود در آن می تواند بوسیله سمناسیون توسط روی بازیابی شود. بعد از بازیابی نقره ، سلنیم را می توان بوسیله عبور گاز دی اکسید گوگرد از میان محلول محتوی سلنیم استخراج نمود.

روش دیگری که توسط هوفمن پیشنهاد شده بود عبارت از حذف سلنیم بعد از مس زدائی و قبل از عملیات لیچینگ برای نقره است [۲۴]. یکی از روشهای توسعه یافته برای حذف سلنیم بعد از لجن آندی که بیشتر اعمال شده، روش تشویه سولفاتی میباشد. نقره موجود در لجن سولفات شده بشکل سولفات نقره بوسیله لیچ با نیترات کلسیم بر اساس واکنشهای زیر قابل بازیابی است.

1- di -n - octyl sulphide

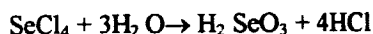
2 - di - 2 - ethylhexyl dithiophosphoric acid



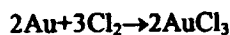
چون سولفات کلسیم خیلی کمتر از سولفات نقره محلول است یون سولفات از محلول رسوب می کند و منجر به تشکیل نترات نقره با حلالیت بالا میشود. محلول نترات نقره محتوی ناخالصیهایی همچون سلنیم، آرسنیک، سرب، مس می باشد. برای خالص سازی محلول محتوی نقره از اختلاف pH استفاده میشود که نقره و دیگر ناخالصیهها هیدرولیز میشوند.

تمام ناخالصیهها بغیر از سرب در حداقل ۳ تا ۲ واحد کمتر از آن pH که نقره شروع به هیدرولیز میکند، هیدرولیز میشوند. برای کاهش بیشتر غلظت فلزات ناخالص داخل محلول، یون فریک بصورت نترات آهن یا سولفات آهن سه ظرفیتی به محلول اضافه می شود. در نهایت برای بازیابی نقره عنصری، محلول خالص شده نترات نقره میتواند تحت عمل الکترولیز قرار بگیرد.

فرآیند دیگری که بوسیله هوفمن مطالعه شده کلریناسیون مرطوب لجنها برای بازیابی سلنیم و فلزات گرانبها میباشد [۲۱]. کلریناسیون مرطوب یک فرآیند بسیار قوی است که مزیت آن سرعت بالای واکنش و مقادیر استخراجی خیلی زیاد میباشد. لجنهای عاری از مس و تلوریم را در آب یا اسید کلریدریک و پاشیدن کلر میتوان بصورت گلاب کلرینه کرد. این واکنش قوی و خیلی گرمازا است. واکنشهای نمونه کلریناسیون در اینجا آورده شده اند.



طلا و پلاتین با اسید کلریدریک و کلر به صورت زیر واکنش می دهند.

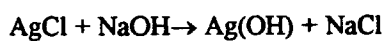


ناخالصیهای دیگر در محلول اسید کلریدریک حل میشوند و به بالاترین ظرفیت خود اکسیده میشوند. شرایط کلریناسیون برای باقی ماندن تمام سلنیم به شکل چهار ظرفیتی یا اکسایش آن به حالت شش ظرفیتی متفاوت است. برای اطمینان از استخراج بهتر فلزات محلول، پسماند کلریناسیون مرطوب به خوبی فیلتر و شسته میشود. سلنیم و فلزات گرانبها بوسیله احیاء با دی اکسید گوگرد به شکل عنصر احیاء میشوند. سلنیم به روش تقطیر خلاء جدا میشود و سپس طلا به روش زیر بازیابی میشود. بازیابی طلا بوسیله انحلال، استخراج و احیاء صورت میگیرد. طلا در اسید کلریدریک با کلر، پر اکسید هیدروژن یا کلرات سدیم بعنوان یک اکسید کننده تجزیه میشود و بصورت انتخابی از محلول کلرید بوسیله حلال بوتیل دیگلایم^۱ استخراج میشود [۲۱]. حلال باردار شده برای حذف فلزات پایه با HCl شسته میشود. سپس حلال با یک محلول آبی رقیق از یک احیاء گر مناسب تماس پیدا میکند. در اینجا پراکسید هیدروژن انتخاب شده است چرا که از ستیک احیاء خوبی برخوردار است.

نقره موجود در مواد باقیمانده ناشی از کلریناسیون مرطوب بوسیله لیچ با هیدروکسید آمونیم استخراج میشود [۲۳]. قبل از استخراج نقره بوسیله لیچ هیدروکسید آمونیم در صورت وجود کلرید سرب باید آنرا بوسیله لیچ آب گرم حذف نمود. اگر حداکثر بازیابی نقره مورد نظر باشد انجام این عمل ضروری است زیرا مقداری از نقره در حین فرآیند کلریناسیون با کلرید سرب بطور ایزومرف متبلور میشود. کلرید سرب در هیدروکسید آمونیم غیر قابل حل بوده و کلرید نقره را نگه میدارد. در تکمیل عمل لیچ، گلاب فیلتر و کیک هم برای دستیابی به استخراج خوب نقره شسته میشود. جوشاندن محلول آمونیاک بسیار خالص کلرید نقره، آمونیاک را تبخیر و باعث رسوب کلرید نقره خالص میشود.

1- butyl diglyme

بعد از فیلتر کردن کلرید نقره به راکتور احیاء انتقال داده می‌شود. نقره با تبدیل به اکسید نقره و احیاء اکسید نقره با هیدرازین به فرم فلزی احیاء میشود. واکنشهای عمده در اینجا نشان داده میشوند.



نهایتاً مولف فرایندهای بالا را با روشهای متعارف مقایسه کرده اند که در جدول (۱-۲) برای فلزات مورد نظر نشان داده است.

جدول (۱-۲) مقایسه روشهای جدید (هیدرومتالورژی) با روشهای قدیمی (پیرومتالورژی)

عنصر مورد نظر	روش جدید	روش قدیم
تلوریم	تلوریم در ابتدای امر حذف میشود بازیابی آن به شکلی است که تبدیل آن به محصول پایدار آسان است و مقادیر کم باقیمانده در لجنها مشکل ساز نیست.	آخرین عنصر حذف شده در پالایش حرارتی میباشد.
مس	در واقع مس بطور کامل با تلوریم حذف میشود.	کمک ذوب نیترات پتاسیم برای حذف مس از شمش طلا و نقره مورد نیاز است. فرآیند از نظر محیطی نامطلوب است.
نقره	در اولین مرحله بازیابی ۹۵ تا ۹۸ درصد میباشد.	در اولین مرحله بازیابی ۷۳ تا ۸۰ درصد میباشد.
طلا	در اولین مرحله بازیابی ۹۹ درصد است. مستقل از بازیابی نقره است.	در اولین مرحله بازیابی ۹۰ تا ۹۲ درصد میباشد. نقره باید اول بازیابی شود.
سلنیم	بازیابی نهائی ۹۵ درصد است که خلوص محصول خیلی بالا است.	بازیابی نهائی آن ۸۵ درصد است.

روش هیدرومتالورژی دیگری برای عمل آوری لجن آندی مس بوسیله زو^۱ بکارگرفته شد [۲۲].

رفتار انحلالی مس و نقره در اسید نیتریک بطور مفصل مورد مطالعه قرار گرفته و نتایج مطلوبی از آن بدست آمده است. نتیجه ای که از این مطالعه گرفته شد این بود که حل شدن مس خیلی سریع و در یک مرحله اتفاق می افتد در حالیکه حل شدن Ag_2Se در دو مرحله مجزا اتفاق می افتد. در مرحله اول نیمی از نقره خیلی سریع حل شده در صورتیکه در دومین مرحله نقره باقیمانده به آرامی حل میشود. این نتایج با مشاهدات SEM^2 و تغییر رنگ باقیمانده لجن تائید شد.

عوامل اصلی انحلال اجزاء، غلظت اسید، دما و زمان میباشند. درصد بازیابی مس، نقره و سلنیم زیاد و برای تلوریم کمتر بوده که علت آن را حضور یکسری ترکیبات فلزات گرانبها از قبیل $AuTe_2$ و $(Au,Ag)Te_2$ تشخیص دادند. مشخص شد که نقره از محلول لیچ بوسیله دی-ان-اکتیل-سولفید (DNOS) بسیار انتخابی استخراج میشود و نقره از فاز آلی با استفاده از محلول هیدروکسید آمونیم دو مولار شسته میشود.

رایس^۳ و همکاران او رفتار عملیات لیچینگ را بر روی مس و نقره موجود در لجن و در ترکیبات مصنوعی $CuSe$ ، Ag_2Se و $CuAgSe$ با اسید نیتریک را مورد مطالعه قرار دادند [۲۵]. نتایج بدست آمده شبیه مطالعات انجام شده توسط زو است [۲۲].

مونتویا جورادو^۴ آزمایشات مشابهی را بر روی ترکیبات مصنوعی سلنید هم به شکل منفرد و هم بشکل مخلوط انجام داد و نتیجه گرفت که سرعت انحلال نه تنها به مقدار سلنیم وابسته است بلکه به ترکیبات حاضر هم بستگی دارد [۲۶].

لو^۵ بیشتر سنتیک و الکتروشیمی انحلال این ترکیبات را بررسی کرد [۲۷]. اخیراً لیچینگ لجنهای مس آندی مکزیک با اسیدنیتریک، بویژه اثر احتمالی نور بر روی واکنشها نیز مورد بررسی قرار گرفته است [۲۸]. لذا عملیات لیچینگ در دو دمای متفاوت ۶۰ و ۸۰ درجه سانتیگراد با اسیدنیتریک غلیظ

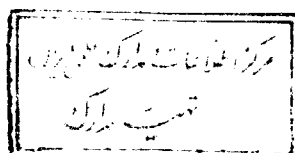
1-Zoh

2- Scanning Electron Microscopy

3- Rice

4- Montoya- jurado

5- Luo



۸ مولار هم در شرایط تاریکی و هم تحت نور ماورای بنفش انجام گرفت. انجام آزمایش XRD بر روی پسماند پس از لیچ کردن در تاریکی، حضور سولفات سرب $PbSO_4$ و اکسید قلع SnO_2 را نشان داد، در حالی که تحت نور ماورای بنفش قرار گرفتند SnO_2 و $AgCl$ آشکار شدند. $AgCl$ به نور حساس بوده و تحت این شرایط به Ag و Cl تجزیه میشود.

فصل سوم

لیچینگ لجن مس آندی

۳-۱- مقدمه

در این فصل ابتدا به آماده سازی نمونه اشاره میشود و سپس به شناسایی نمونه به روش جذب اتمی، XRD، تجزیه سرنندی تر، تعیین دانه بندی با استفاده از اشعه لیزر پرداخته شده و نهایتاً اندازه گیری وزن مخصوص، جدایش نرمه توسط استوب سیکلون، لیچینگ با آب، لیچینگ اسیدی مس، نقره، سلنیم و طلا گزارش شده است.

۳-۲- آماده سازی نمونه

مجموعاً ۳ کیلوگرم نمونه لجن مس آندی سرچشمه تهیه شد و در مراحل مختلف به روش ریع کردن در حد نیاز از آن نمونه تهیه شد. نظر به اینکه اندازه ذرات نمونه در حد میکرون و یا بصورت نرمه می باشد تهیه نمونه معرف از آن چندان مشکل نبود.

۳-۳- شناسایی نمونه

لجن مس آندی سرچشمه به رنگ سیاه بوده و از ذرات بسیار دانه ریز تشکیل شده است. که جهت شناسایی آن از دو روش XRD (جهت آنالیز کیفی) و جذب اتمی (جهت آنالیز کمی) استفاده شده است.

۳-۳-۱- روش جذب اتمی:

در این روش مقداری از نمونه با توجه به عیار ماده معدنی موجود در آن (اگر عیار ماده معدنی بالا باشد مقدار نمونه مورد نیاز برای تهیه محلول برای جذب اتمی کاهش و اگر عیار ماده معدنی کم باشد مقدار نمونه مورد نیاز برای تهیه محلول افزایش می یابد) انتخاب و در دمای بالا (۹۰-۱۰۰ درجه سانتیگراد) بمدت یک ساعت در اسید نیتریک غلیظ حل میشود، بعد از انحلال، نمونه فیلتر شده و عناصر موجود در محلول بدست آمده از طریق دستگاه جذب اتمی اندازه گیری می شود.

در جذب اتمی، هر عنصر یک لامپ کاتدی مخصوص به خود دارد و اشعه ای که توسط آن لامپ تابیده می شود، عنصر موجود در محلول، قسمتی از اشعه مورد نظر را جذب می کند که از تفاضل اشعه تابیده شده و عبور کرده می توان تعداد اتم مورد نظر را محاسبه کرد [۷]. یک نمونه لجن برای آنالیز کمی تهیه و از طریق روش جذب اتمی عناصر زیر قرائت شد که به شرح جدول (۱-۳) می باشد.

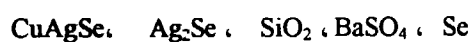
جدول (۱-۳) آنالیز شیمیایی نمونه لجن به روش جذب اتمی

عنصر مورد نظر	Se(%)	Ag(%)	Au(%)
عیار بر حسب درصد	۹/۴۱	۳/۳۵	۰/۱

سایر عناصر تشکیل دهنده لجن را سرب، تلوریم، آنتیموان، گوگرد، سیلیس و سولفات باریم تشکیل می دهند. حدود نیمی از لجن را باریت تشکیل میدهد و علت آن، افزودن با ریت در مرحله ریخته گری آند است تا از چسبیدن آند به قالب ریخته گری جلوگیری شود.

۳-۲-۳- روش XRD

در روش XRD، از نمونه مورد نظر، پودری در حد میکرون تهیه می شود. پودر تهیه شده را در داخل دیسکهای آلومینیومی ریخته و در دستگاه قرار می دهند و اشعه هایی تحت زوایای مختلف بر سطوح کریستالهای نمونه تابیده می شوند. در نهایت یک سری گراف رسم خواهد شد که از بررسی شدت پیکها و زوایای تابش اشعه می توان فازهای کانی مورد نظر را شناسایی کرد. فازهای اصلی موجود در لجن بشرح زیر شناسایی شده اند [8]



در این تحقیق یک نمونه معرف از ته ریز استوب سیکلون برای آنالیز کیفی توسط XRD آنالیز شد. که نتایج آن در پیوست شماره ۱ ارائه شده است.

از نتایج پیداست که فاز اصلی در ته ریز باریت وسیلیس می باشد و فازهای سلنیم ، سلنید نقره و سلنید مس و نقره حذف شدند.

نتیجه آنالیز کیفی نمونه ته ریز وجود فاز $Zn(OH)_2$ را نشان می دهد ولی با توجه به مطالعات انجام شده از قبل [۸] چنین فازی در لجن مس سرچشمه وجود ندارد.

۳-۳-۳- تجزیه سرندي

الف- تجزیه سرندي نمونه لجن به روش تر

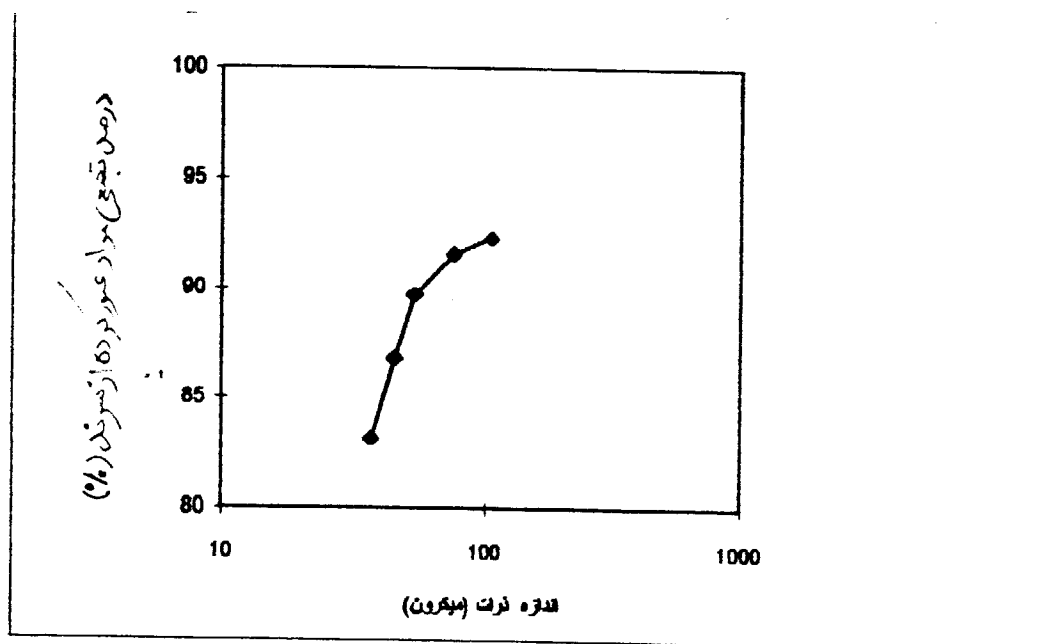
جهت تعیین آنالیز دانه بندی لجن مس آندی لازم بود نمونه ای (۱۰۰ گرم) از کل لجن تهیه شود. جهت انجام این امر از روش ربع کردن استفاده شد. به دلیل اینکه ابعاد مواد در حدی است که مقداری از آن قابل تجزیه بوسیله سرندي می باشد از سرندهای ۱۴۰، ۲۰۰، ۲۷۰، ۳۲۵ و ۴۰۰ مش جهت دانه بندی لجن استفاده شد. قبل از آن برای اینکه ذرات تشکیل دهنده لجن کاملاً از هم جدا گشته و حالت کلوخه ای و آگلومراسیون از بین برود نمونه با آب مخلوط و به مدت ۲۰ دقیقه توسط ماشین همزن در ۸۰۰ دور در دقیقه بهم زده شد.

روش کار به این ترتیب است که ابتدا پالپ مواد را بر روی درشت ترین سرندي ریخته و مواد عبور کرده در یک تشت نگهداری می شود. سپس این سرندي را تا نیمه درآب قرار داده و با انجام حرکات دورانی و ضربه ای مواد ریز تر از دهانه سرندي عبور می کنند. بعد از این که این عمل به مقدار کافی تکرار شد، مواد روی سرندي را با آب شسته و از روی سرندي جمع آوری و خشک می شود. این عمل برای سرندهای کوچکتر نیز تکرار می شود. نتایج بدست آمده در جدول (۳-۲) نشان داده شده است.

جدول (۲-۳): نتایج تجزیه سرنندی نمونه لجن مس سرچشمه به روش تر

درصد تجمعی مواد عبور کرده از هر سرنند	درصد وزنی نمونه بر روی هر سرنند	وزن نمونه بر روی هر سرنند (gr)	اندازه ذرات بر حسب میکرون	شماره سرنند بر حسب (mesh)
۹۲/۸۸	۷/۱۲	۶/۶۵	+۱۰۶	+۱۴۰
۹۱/۵۳	۱/۳۵	۱/۲۶	-۱۰۶+۷۵	-۱۴۰+۲۰۰
۸۹/۶۹	۱/۸۴	۱/۷۲	-۷۵+۵۳	-۲۰۰+۲۷۰
۸۶/۸۲	۲/۸۷	۲/۶۸	-۵۳+۴۵	-۲۷۰+۳۲۵
۸۳/۱۸	۳/۶۴	۳/۴	-۴۵+۳۷	-۳۲۵+۴۰۰
۰	۸۳/۲۸	۷۷/۶۶	-۳۷	-۴۰۰

شکل (۱-۳) تجزیه سرنندی نمونه لجن مس سرچشمه را به روش تر نشان می دهد.



شکل ۱-۳: تجزیه سرنندی نمونه لجن مس سرچشمه به روش تر

نتایج نشان می دهد که حدود ۸۳ درصد لجن دارای ابعادی کمتر از ۳۷ میکرون است که دلالت بر بسیار ریز بودن نمونه دارد.

۳-۳-۴- تعیین وزن مخصوص لجن مس سرچشمه

۱۰ گرم از نمونه لجن را با دقت ۰/۰۱ گرم وزن کرده و سپس وزن بالن خالی ۱۰۰ میلی لیتری را بدست آورده و بالن از آبی که قبلاً هواگیری شده تا علامت مشخصه آن پر می شود. سپس وزن بالن و آب اندازه گیری می شود. آب هواگیری شده داخل بالن را به ظرف دیگری منتقل کرده و نمونه ۱۰ گرمی را داخل بالن ریخته و تا خط نشانه بالن، با آب هواگیری شده پر می شود. البته باید قبل از اینکه آب تا خط نشانه بالن برسد عمل هواگیری مخلوط آب و لجن انجام شود تا حبابهای موجود در نمونه خارج گردیده و بعد از آن توسط آب فشان کمبود آب تا خط نشانه بالن، به آن اضافه می شود. حال وزن آب و ظرف و نمونه لجن تعیین می شود. در نهایت وزن مخصوص نمونه با فرمول زیر حساب می شود.

وزن نمونه لجن $M_s = 10$ گرم

وزن بالن $M_b = 50 / 51$ گرم

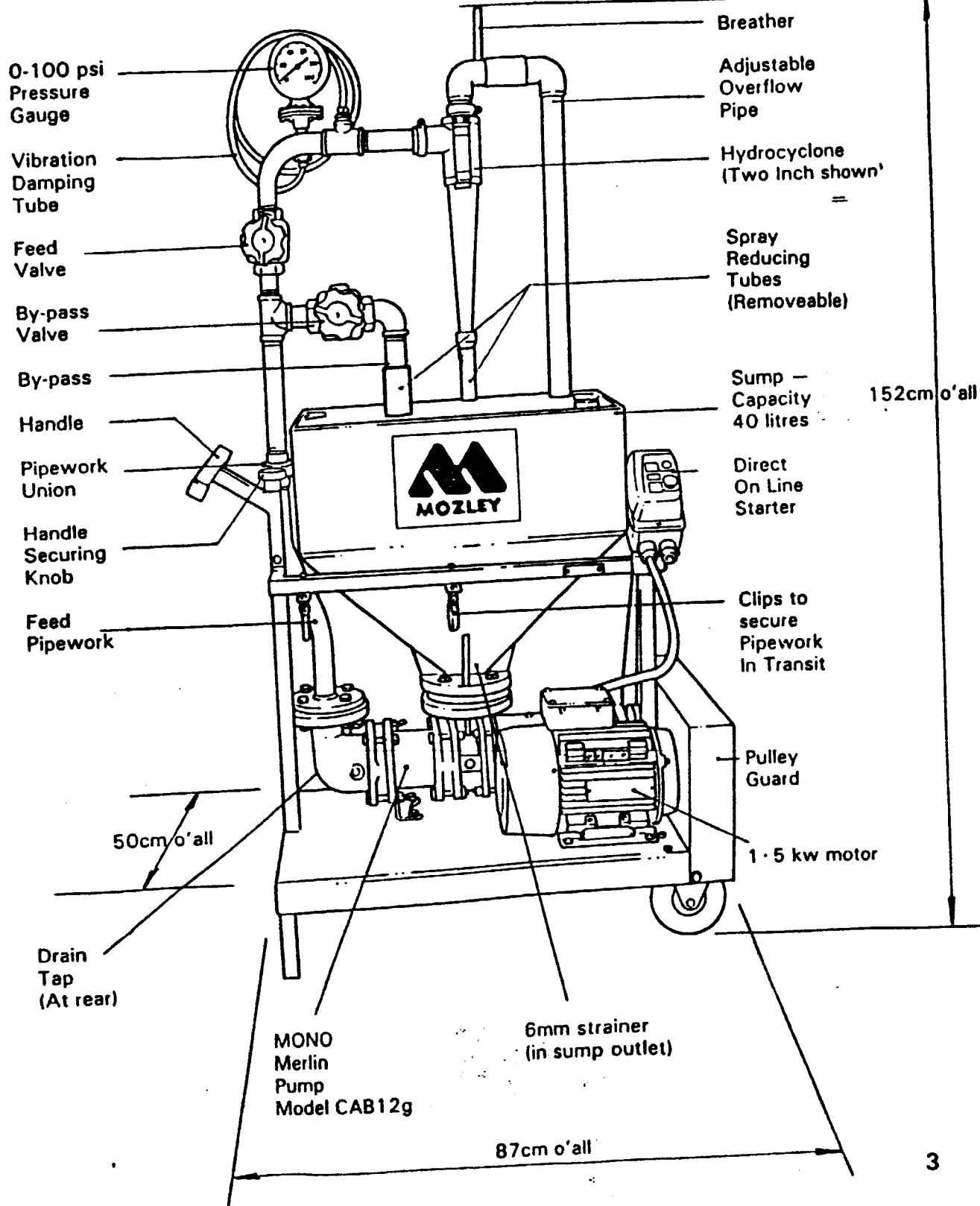
وزن آب و بالن بعد از هواگیری $M_{bw} = 150 / 17$ گرم

وزن آب ، بالن و نمونه لجن بعد از هواگیری $M_{bws} = 158 / 04$ گرم

$$S.G. = \frac{M_s}{M_{bw} + M_s - M_{bws}} = \frac{10}{150.17 + 10 - 158.04} = \frac{10}{2.13} = 4.69 \text{ gr/cm}^3$$

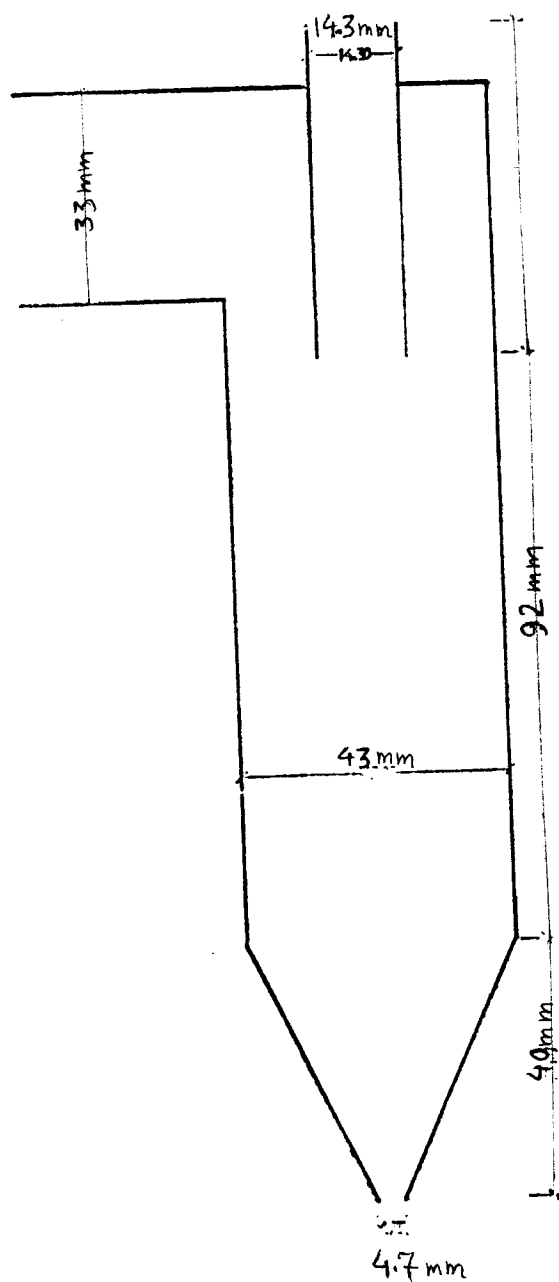
۳-۴- جدایش باریت توسط استوب سیکلون

به منظور جداسازی مواد دانه درشت لجن که حاوی باریت زیادی می باشد از استوب سیکلون استفاده می شود. دستگاه مورد استفاده و متعلقات آن که شامل مخزن پالپ، پمپ فشار سنج و شیرهای تنظیم فشار و لوله های رابط می باشد در شکل (۳-۲) نشان داده شده است. مطابق تحقیقات انجام شده [۸] مشخص شد که قسمت اعظم باریت و مواد با ارزش بترتیب در بخش دانه درشت و دانه ریز



شکل (۲-۳): استوب سیکلون و تجهیزات آن

لجن متمرکز است. روش کار به این ترتیب است که ابتدا ۸۵۰ گرم لجن همراه مقداری آب و ۲۰ گرم سیلیکات سدیم به مدت ۲۰ دقیقه بهم زده شد. سپس قطعات استوب سیکلون با مشخصات زیر به هم متصل گردید. قطر سرریز (vortex finder) ۱۴/۳ میلی‌متر و قطر ته ریز ۴/۷ میلی‌متر است. شکل (۳-۳) مشخصات کاملتر استوب سیکلون استفاده شده را نشان می‌دهد.



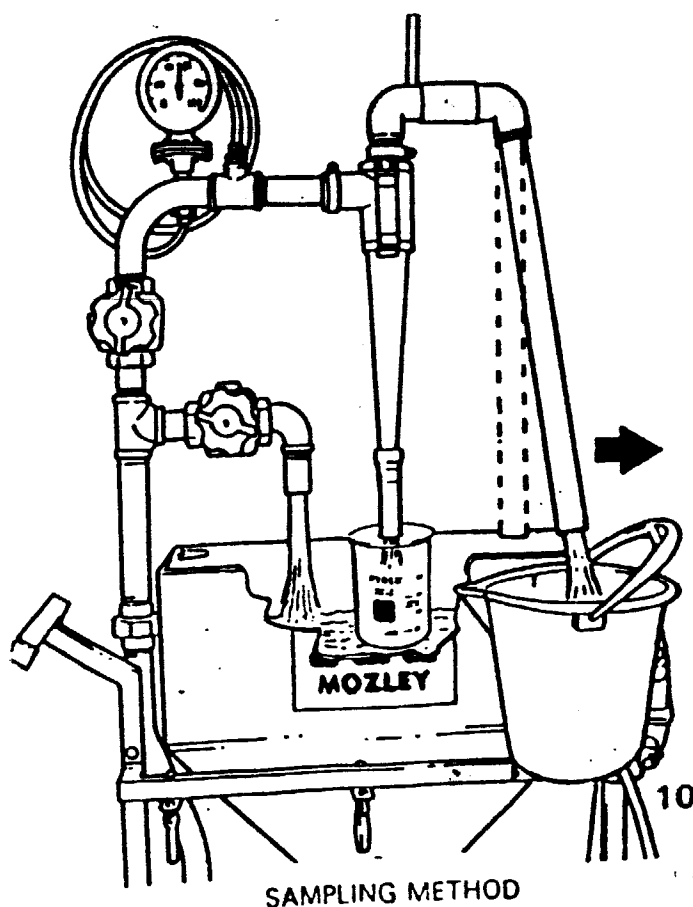
شکل (۳-۳): مشخصات استوب سیکلون استفاده شده

استوب سیکلون استفاده شده ساخت کارخانه Mozely و جنس آن پلاستیک فشرده بود. پس از نصب استوب سیکلون مخزن دستگاه با آب پر و ماشین روشن شد تا لوله، پمپ و مخزن تمیز و همچنین مواد باقیمانده احتمالی از آزمایشهای قبلی که در لوله ها وجود دارد تخلیه شود.

پس از تخلیه آب مخزن، مجدداً آن را با ۲۰ لیتر آب تمیز پر نموده و لجن بصورت به داخل مخزن ریخته می شود. لازم به ذکر است که غلظت پیشنهادی پالپ که توسط سازنده دستگاه ارائه شده بین ۵ تا ۲۰ درصد است. با توجه به وزن لجن غلظت وزنی پالپ حا صله حدود ۵ درصد بدست آمد.

حال دستگاه را روشن کرده ، فشار آن روی ۳۰ psi تنظیم می شود و از سرریز و ته ریز بطور جداگانه نمونه گیری می شود. شکل (۳-۴) نحوه نمونه برداری از سرریز و ته ریز استوب سیکلون را نشان

می دهد.



شکل ۳-۴: نحوه نمونه برداری از سرریز و ته ریز استوب سیکلون

برای اینکه مخزن خالی نشود آب توسط شیلنگ به مخزن هدایت شد. پس از اینکه سه ظرف ۲۰ لیتری از سرریز سیکلون پر شد دستگاه خاموش و مواد درون مخزن بعنوان ته ریز جمع آوری میشود. بطور واضح نمونه ته ریز دارای رنگ روشن تر و ذرات درشت تری بود. نمونه سرریز تیره تر و مواد به صورت دانه ای در آن مشاهده نمی شد. پالپ های بدست آمده توسط دستگاه فیلتر فشاری آبگیری و کیک های حاصله در اون خشک شد. وزن مواد سرریز و ته ریز پس از خشک شدن بترتیب ۴۶۲/۶۸ و ۳۲۴/۰۳ گرم بدست آمد. جدول (۳-۳) درصد وزنی مواد را در سرریز و ته ریز استوب سیکلون نشان می دهد.

جدول (۳-۳) درصد وزنی مواد در سرریز و ته ریز استوب سیکلون

درصد وزنی مواد در سر ریز	درصد وزنی مواد در ته ریز
۵۸/۸۱	۴۱/۱۹

لذا حدود ۴۱ درصد لجن (ته ریز) که بیشتر آن باریت است کنار گذاشته و مواد سرریز که غنی از مواد باارزش است برای فرایند لیچینگ مورد استفاده قرار می گیرد. بدین ترتیب در مصرف مواد شیمیایی صرفه جویی میشود. با استفاده از استوب سیکلون حدود ۸۸۰ گرم سرریز طی دو مرحله آزمایش تهیه شد.

۳-۵- تعیین دانه بندی سر ریز استوب سیکلون

امروزه از اشعه لیزر برای تعیین دانه بندی مواد دانه ریز (نرمه) استفاده می شود. این روش بر مبنای تفرق اشعه لیزر توسط ذرات جامد پایه گذاری شده است [۷]. در این روش ذرات ماده مورد نظر در ابتدا در یک مخزن ، توسط یک همزن مکانیکی در یک محیط سیال پراکنده می شوند. بعلاوه توسط یک منبع تولید امواج ما فوق صوت از چسبیدن ذرات به یکدیگر جلوگیری می شود. سپس سیال حاوی ماده جامد به داخل یک سلول شیشه ای با ضخامت کم هدایت میشود. اشعه لیزر با قدرت کم

از منشاء هلیوم- نئون به صورت یک رشته باریک به سلول تابانده شده و اشعه خارج شده به یک صفحه حساس بر خورد می کند. این اشعه در حالتی که هیچ دانه ای در مسیر آن قرار نگرفته باشد به مرکز صفحه بر خورد میکند و در غیر اینصورت بسته به ابعاد دانه از مسیر خود منحرف میشود. با اندازه گیری میزان انحراف ایجاد شده توسط هر دانه و شمارش دانه های عبور کرده از مقابل اشعه به کمک یک سیستم الکترونیکی و تحلیل نتایج توسط یک میکرو پرو سسور میتوان دانه بندی ماده مورد نظر را بدست آورد. آنالیز دانه بندی مواد سرریز توسط دستگاه تعیین دانه بندی لیزری مدل FRITISH22 انجام شد.

جدول (۳-۴) توزیع اندازه ذرات را در سرریز استوب سیکلون نشان می دهد.

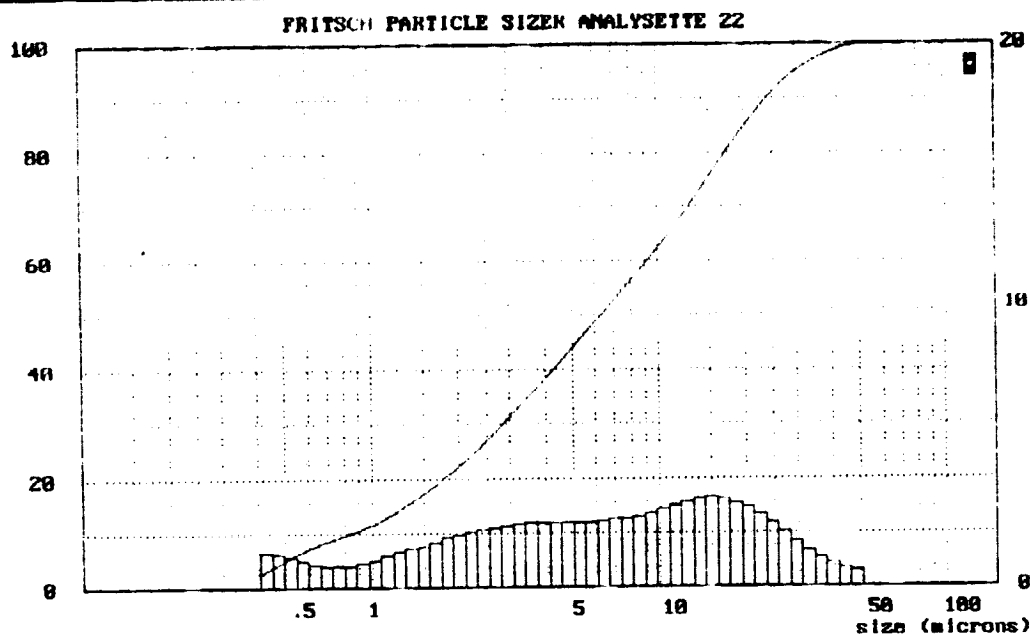
جدول (۳-۴): توزیع اندازه ذرات بخش سرریز استوب سیکلون

درصد تجمعی مواد عبور کرده	اندازه ذرات (میکرون)
۱۰	-۰/۸۳
۲۰	-۱/۷۷
۳۰	-۲/۸۳
۴۰	-۴/۲۵
۵۰	-۶/۳۳
۶۰	-۹/۲۱
۷۰	-۱۲/۷۴
۸۰	-۱۷/۱۱
۹۰	-۲۳/۸۸
۱۰۰	-۴۶/۵۲

شکل (۵-۳) نتایج کامل بدست آمده از روش اشعه لیزر در خصوص توزیع دانه بندی بخش سرریز استوب سیکلون را نشان میدهد.

1.00% < ***** μ	2.00% < ***** μ	3.00% < 0.42 μ	4.00% < 0.46 μ	5.00% < 0.49 μ
6.00% < 0.54 μ	7.00% < 0.59 μ	8.00% < 0.66 μ	9.00% < 0.74 μ	10.00% < 0.83 μ
10.00% < 0.83 μ	20.00% < 1.77 μ	30.00% < 2.83 μ	40.00% < 4.25 μ	50.00% < 6.33 μ
60.00% < 9.21 μ	70.00% < 12.74 μ	80.00% < 17.11 μ	90.00% < 23.88 μ	Volume Distribution

Measure Num	224	Date	01-11-99	Time	21:58	Iteration Resid.	0.0088 %	ModInd	Iteration	56	Beam obsc	11.00 %		
Over Flow Fraunhofer						UNIVERSITY OF THERAN n = fnhf # Fraunhofer						n = fnhf a = 0.0000		
Lower	Mid	Upper	% in	% under	Lower	Mid	Upper	% in	% under	Lower	Mid	Upper	% in	% under
<		0.41		2.43	1.92	2.09	2.25	3.20	24.80	10.61	11.50	12.39	4.90	69.10
0.41	0.44	0.48	2.10	4.50	2.25	2.44	2.62	3.40	28.30	12.39	13.43	14.48	5.20	74.30
0.48	0.52	0.56	1.80	6.40	2.62	2.84	3.06	3.70	31.90	14.48	15.69	16.91	5.30	79.60
0.56	0.60	0.65	1.50	7.90	3.06	3.32	3.58	3.80	35.70	16.91	18.33	19.75	5.00	84.60
0.65	0.70	0.76	1.30	9.20	3.58	3.88	4.18	3.90	39.60	19.75	21.40	23.06	4.50	89.10
0.76	0.82	0.89	1.30	10.50	4.18	4.53	4.88	3.90	43.50	23.06	25.00	26.94	3.70	92.80
0.89	0.96	1.03	1.50	12.00	4.88	5.29	5.70	3.90	47.40	26.94	29.20	31.46	2.80	95.60
1.03	1.12	1.21	1.90	13.90	5.70	6.18	6.66	3.90	51.30	31.46	34.10	36.74	2.00	97.60
1.21	1.31	1.41	2.20	16.20	6.66	7.22	7.78	4.00	55.40	36.74	39.83	42.92	1.40	99.00
1.41	1.53	1.65	2.60	18.70	7.78	8.43	9.09	4.30	59.60	42.92	46.52	50.12	1.00	100.00
1.65	1.79	1.92	2.90	21.60	9.09	9.85	10.61	4.60	64.20	Volume Distribution				



شکل (۵-۳): توزیع دانه بندی سرریز استوب سیکلون

مطابق نمودار تهیه شده ۸۰ درصد مواد سرریز زیر ۱۷ میکرون هستند.

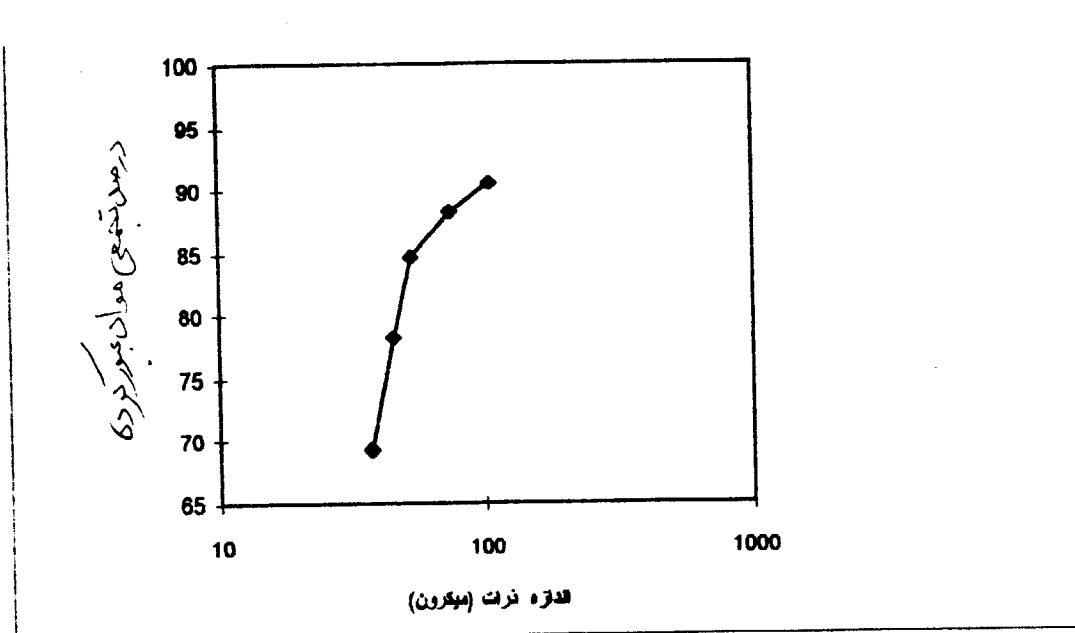
۳-۶- تعیین دانه بندی ته ریز استوب سیکلون با استفاده از سرنده به روش تر

به دلیل اینکه اندازه ذرات ته ریز در حدی بود که بخشی از آن قابل تجزیه بوسیله سرنده بود از این روش استفاده شد. یک نمونه از ته ریز به وزن ۱۰۰ گرم مورد تجزیه سرنده قرار گرفت که نتایج بدست آمده در جدول (۳-۵) آورده شده است.

جدول (۳-۵): نتایج حاصل از تجزیه سرنده نمونه ته ریز استوب سیکلون

درصد تجمعی مواد عبور کرده از هر سرنده	درصد وزنی نمونه بر روی هر سرنده	وزن نمونه بر روی هر سرنده (gr)	اندازه ذرات بر حسب میکرون	شماره سرنده بر حسب (mesh)
۹۰/۵۱	۹/۴۹	۸/۹۴	+۱۰۶	+۱۴۰
۸۸/۱۹	۲/۳۲	۲/۱۹	-۱۰۶+۷۵	-۱۴۰+۲۰۰
۸۴/۶۷	۳/۵۲	۳/۳۲	-۷۵+۵۳	-۲۰۰+۲۷۰
۷۸/۲۱	۶/۴۶	۶/۰۹	-۵۳+۴۵	-۲۷۰+۳۲۵
۶۹/۲۸	۸/۹۳	۸/۴۱	-۴۵+۳۷	-۳۲۵+۴۰۰
۰	۶۹/۲۸	۶۵/۲۹	-۳۷	-۴۰۰

شکل (۳-۶) نمودار مربوط به تجزیه سرنده نمونه ته ریز استوب سیکلون به روش ترا نشان میدهد.



شکل (۳-۶): نمودار تجزیه سرنندی نمونه ته ریز استوب سیکلون به روش تر
 نتایج آنالیز دانه بندی ته ریز استوب سیکلون نشان می دهد که حدوداً ۶۹ درصد مواد زیر ۳۷ میکرون
 می باشد.

۳-۷- آنالیز باریت موجود در ته ریز و سر ریز استوب سیکلون
 نتیجه آنالیز باریت در ته ریز و سر ریز استوب سیکلون و همچنین مقدار باریت موجود در لجن مس
 سرچشمه که از طریق موازنه جرمی حساب شده در جدول (۳-۶) آورده شده است.

جدول ۳-۶: مقدار باریت موجود در ته ریز، سر ریز و خوراک استوب سیکلون

عبار باریت در	درصد (%)
خوراک استوب سیکلون (نمونه لجن)	۵۲/۰۵
ته ریز استوب سیکلون	۷۰/۱۰
سر ریز استوب سیکلون	۳۹/۶۹

ملاحظه می شود که استوب سیکلون عمل جدایش باریت را تا حدی زیادی به انجام رسانده است. (در ته ریز افزایش و در سرریز کاهش عیار باریت ملاحظه میشود) بعبارت دیگر حدود ۵۵/۵ درصد از کل باریت به ته ریز منتقل شده است. انتقال بیشتر باریت به ته ریز خود منجر به تمرکز بیشتر مواد با ارزش در سرریز می شود. نتایج حاصل از آنالیز نمونه لجن مس سرچشمه و سرریز استوب سیکلون و همچنین محاسبه عیار آن در ته ریز استوب سیکلون به روش موازنه جرمی خود گواه این مدعاست. (جدول ۳-۷)

جدول ۳-۷: عیار و توزیع عناصر با ارزش در نمونه لجن مس سرچشمه (خوراک استوب سیکلون)،

سرریز و ته ریز استوب سیکلون

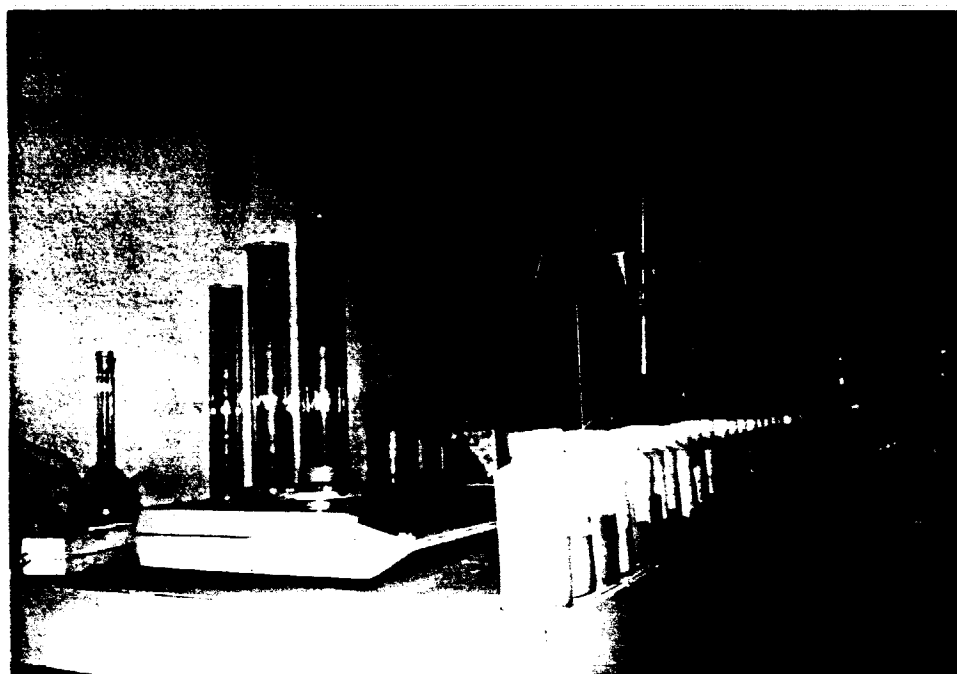
عنصر مورد نظر	سلنیم (%)		نقره (%)		طلا (%)	
	عیار	توزیع	عیار	توزیع	عیار	توزیع
نمونه خوراک استوب سیکلون	۹/۴۱	۱۰۰	۳/۳۵	۱۰۰	۰/۱	۱۰۰
نمونه سرریز استوب سیکلون	۱۵/۳۴	۹۶	۵/۵۱	۹۶/۷	۰/۱۶۲	۹۵/۵
نمونه ته ریز استوب سیکلون	۰/۸۸	۴	۰/۲۶	۳/۳	۰/۰۱	۴/۵

۸-۳- لیچینگ

برای بازیابی طلا از لجن ابتدا باید عناصر مس، نقره و سلنیم از لجن حذف شوند بدین منظور مس، نقره و سلنیم به روش هیدرومتالورژی (لیچینگ اسیدی) از لجن مس آندی حذف شدند که ذیلاً شرح داده می شود.

۸-۳-۱- تجهیزات لیچینگ

تجهیزات لیچینگ شامل یک ظرف شیشه ای ۱۰۰۰ میلی لیتری سرپوش دار پنج دهانه از جنس پیرکس، همزن، هیتر و ترمومتر می باشد. برای همزدن از همزنی با دو پره که به موتوری با سرعت متغیر متصل است، استفاده شد. لازم به ذکر است جهت جلوگیری از خوردگی میله همزن و پره آن توسط اسید از پوشش تفلون استفاده گردید. از ترمومتر و هیتر بترتیب برای نمایش و کنترل دما و حرارت دادن استفاده شد. شکل (۷-۳) بخشی از لوازم و تجهیزات مورد استفاده را نشان می دهد.



شکل (۷-۳) بخشی از لوازم و تجهیزات مورد استفاده در عملیات لیچینگ

۳-۸-۲- شستشوی لجن مس با آب

لجن مس آندی خام شامل یک سری ترکیبات قابل حل در آب بویژه سولفات مس می باشد که باعث آگلومره شدن ذرات می شوند و حذف این ترکیبات بوسیله شستشوی با آب ضروری میباشد. برای حذف ترکیبات محلول در آب از لجن آندی مس سر چشمه، ۷۵ گرم از نمونه را با ۳۰۰ میلی لیتر آب مقطر به مدت یک ساعت در دمای اتاق لیچ کرده پس از فیلتراسیون و خشک کردن پسماند وزن می شود. نتایج نشان می دهد که حدود ۱۰ درصد لجن (جدول ۳-۸) محلول در آب است.

جدول ۳-۸: نتایج شستشوی با آب

وزن نمونه (gr)	زمان لیچ (دقیقه)	سرعت همزدن (r.p.m)	وزن نمونه بعد از لیچ با آب (gr)	درصد کاهش وزن (%)
۷۵	۶۰	۸۰۰	۶۷/۳۶	۱۰/۱۸

۳-۸-۳- لیچینگ مس، نقره و سلنیم :

ونگ [۹] لجنهای بدون مس را برای استخراج نقره، سلنیم، تلوریم و طلا بکار گرفت. لجنهای آندی عاری از مس ابتدا با اسیدنیتریک با غلظت تقریبی ۴ تا ۹ مولار و دمای حدود ۱۱۵-۴۰ درجه سانتیگراد در مدت حداقل ۴۰ دقیقه برای بدست آوردن محلول، لیچ میشود. نقره، سلنیم و تلوریم در این شرایط حل میشوند. در صورتیکه طلا و دیگر ناخالصیها در پسماند باقی می مانند.

در این پروژه چون هدف بررسی بازیابی طلاست لذا برای بدست آوردن پسماند حاوی طلا هر سه عنصر فوق لیچ و یک جا حذف شدند. برای کاهش مصرف اسید و خطرات ناشی از مصرف آن (آلودگی محیط، خوردگی و....) تصمیم گرفته شد در غلظت های پائین تر از محدوده ونگ (۲ تا ۴

مول) در دماهای ۸۰، ۹۰ و ۱۰۰ درجه سانتیگراد و در زمانهای ۲۰، ۴۰ و ۶۰ دقیقه این عملیات صورت گیرد و در صورت حل نشدن کامل مس و نقره و سلنیم زمان لیچ افزایش یابد.

نظر به اینکه قسمت اعظم مواد با ارزش در بخش سر ریز استوب سیکلون متمرکز است (جدول ۳-۷) لذا بخش نرمه (زیر ۱۷ میکرون) با اسیدنیتریک لیچ میشود. در مرحله اول به جهت اینکه ستیک واکنش مس و نقره با اسید تقریباً یکی است [۸] لذا هر دو حدوداً در یک زمان با اسید نیتریک لیچ شده و وارد فاز آبی شدند. در دمای ۹۰ درجه حدود ۹۵ درصد نقره پس از ۳۰ دقیقه حل شده و این در حالی است که مس در ۲۰ دقیقه اول حل شده و وارد فاز آبی میگردد چرا که سرعت حل شدن مس در این شرایط کمی بیشتر از نقره است. لیچینگ کامل سلنیم هم بعد از نقره اتفاق می افتد. اسیدیته، غلظت پالپ و سرعت همزدن در این مرحله بترتیب ۲ مول، ۲۰ گرم بر لیتر و ۸۰۰ دور در دقیقه بودند. نتایج بدست آمده (جدول ۳-۹) از این مرحله نشان داد که دما و غلظت اسید دو عامل مهم در انحلال نقره بوده و نقش این عوامل در انحلال مس کم رنگ تر میباشد.

جدول ۳-۹: نتایج لیچینگ لجن مس با اسیدنیتریک در شرایط مختلف برای انحلال مس، نقره و سلنیم

آزمایش	دما (C)	زمان (دقیقه)	غلظت اسید (M)	بازیابی مس (%)	بازیابی نقره (%)	بازیابی سلنیم (%)
۱	۸۰	۲۰	۲	۹۶/۰۳	۵/۴۳	۳۲/۲
۲	۸۰	۴۰	۲	۹۶/۴۸	۱۴/۷	۴۰/۵۳
۳	۸۰	۶۰	۲	۹۹/۳۵	۲۸/۸	۵۰/۴۸
۴	۸۰	۲۰	۳	۹۷/۸	۱۸/۰۷	۴۵/۱۲
۵	۸۰	۴۰	۳	۹۸/۵۵	۴۵/۲۲	۵۱/۲۱
۶	۸۰	۶۰	۳	۹۹/۴۴	۹۲/۶۹	۵۷/۶۷
۷	۸۰	۲۰	۴	۹۸/۴۳	۸۱/۹۹	۵۴/۸
۸	۸۰	۴۰	۴	۹۸/۶	۹۱/۱	۵۷/۸۷
۹	۸۰	۶۰	۴	۹۹/۷۵	۹۳/۸۸	۷۷/۱۷
۱۰	۹۰	۲۰	۲	۹۹/۷۱	۸۷/۷	۴۹/۲۸
۱۱	۹۰	۴۰	۲	۹۹/۷۸	۹۷/۵۴	۷۲/۷۱
۱۲	۹۰	۶۰	۲	۹۹/۸	۹۸	۸۳/۷۲
۱۳	۹۰	۲۰	۳	۹۹/۷۵	۹۶/۴۸	۷۹/۸۵
۱۴	۹۰	۴۰	۳	۹۹/۸۳	۹۷/۵۳	۸۱/۳۲
۱۵	۹۰	۶۰	۳	۹۹/۸۶	۹۸	۸۸/۸
۱۶	۹۰	۲۰	۴	۹۹/۸۱	۹۸/۲	۹۳/۹۹
۱۷	۹۰	۴۰	۴	۹۹/۸۵	۹۸/۳	۹۴/۵۷
۱۸	۹۰	۶۰	۴	۹۹/۹۰	۹۸/۵	۹۷/۴
۱۹	۱۰۰	۲۰	۲	۹۹/۸۰	۹۸/۱	۷۲/۰۶
۲۰	۱۰۰	۴۰	۲	۹۹/۸۱	۹۸/۲	۸۲/۳۲
۲۱	۱۰۰	۶۰	۲	۹۹/۸۲	۹۸/۳	۸۶/۶۹
۲۲	۱۰۰	۲۰	۳	۹۹/۸۵	۹۸/۲	۸۳/۱۷
۲۳	۱۰۰	۴۰	۳	۹۹/۸۷	۹۸/۳	۹۲/۱۳
۲۴	۱۰۰	۶۰	۳	۹۹/۸۹	۹۸/۴	۹۴/۸۵
۲۵	۱۰۰	۲۰	۴	۹۹/۹	۹۸/۳	۹۵/۲۳
۲۶	۱۰۰	۴۰	۴	۹۹/۹	۹۸/۵	۹۸/۳۴
۲۷	۱۰۰	۶۰	۴	۹۹/۹۱	۹۸/۶	۹۹/۱۱

سرعت همزدن: ۸۰۰ r.p.m وزن مخصوص پالپ: ۲۰ gr/l

در مرحله دوم در شرایط مشابه ولی در مدت زمان طولانی تر (ماکزیمم ۴ ساعت) سر ریز استوب سیکلون به منظور انحلال کامل سلنیم با اسید نیتریک ۳ مول لیچ شد. نتایج بدست آمده (جدول ۳-۱۰) از این قسمت هم نشان داد که انحلال سلنیم تا حد زیادی به زمان نیز وابسته است.

جدول ۳-۱۰: نتایج حاصل از لیچ سلنیم (r.p.m=800 p.d = 100gr/l)

شماره آزمایش	دما (C)	غلظت اسید (M)	زمان (دقیقه)	بازیابی سلنیم (%)
۱	۹۰	۳	۱۲۰	۹۴/۶
۲	۹۰	۳	۱۸۰	۹۵/۴۶
۳	۹۰	۳	۲۴۰	۹۵/۸۸

بحث و نتیجه گیری:

ذیلاً اثر بعضی از عوامل در رابطه با لیچینگ مس، نقره و سلنیم مورد بحث و بررسی قرار میگیرد.

۳-۸-۳-۱- عوامل موثر در لیچینگ مس، نقره و سلنیم

۱- اثر غلظت اسید: اثر غلظت اسید نیتریک در محدوده ۲ تا ۴ مول مورد بررسی قرار گرفت آزمایشات اولیه نشان داد چنانچه لیچینگ تحت شرایط اسید نیتریک ۲ مول و در دمای ۸۰ درجه سانتیگراد برای ۲۰ دقیقه انجام شود میزان استخراج مس، نقره و سلنیم به ترتیب برابر ۳۲/۲، ۵۴/۴۳، ۹۶/۰۳ درصد بدست می آید. چنانچه تحت همین شرایط غلظت اسید از ۲ به ۴ مول افزایش یابد استخراج مس، نقره و سلنیم به ترتیب به ۸۱/۹۹، ۹۸/۴۳ و ۵۴/۸ درصد میرسد. پس ملاحظه میشود که با افزایش غلظت اسید، انحلال مس، نقره و سلنیم افزایش می یابد. البته باید به این نکته توجه داشت که این عامل در انحلال نقره و سلنیم در این شرایط نقش چشمگیرتری داشته است. زیرا قسمت اعظم مس با اسید ۲ مول نیز حل شده است.

۲- اثر دما: اثر دما در محدوده ۸۰ تا ۱۰۰ درجه سانتیگراد مورد بررسی قرار گرفت. با افزایش دما سرعت انحلال مس، نقره و سلنیم افزایش می یابد و اثر آن بر واکنش انحلال مس، نقره و سلنیم بیشتر از غلظت اسید است. برای مثال وقتی که دما از ۸۰ درجه سانتیگراد به ۱۰۰ درجه سانتیگراد افزایش می یابد (غلظت اسیدنیتریک ۲ مول و زمان واکنش ۲۰ دقیقه) استخراج مس، نقره و سلنیم بترتیب از ۵/۴۳، ۹۶/۰۳ و ۳۲/۲ درصد به ۹۸/۱، ۹۹/۸۰ و ۷۲/۰۶ درصد افزایش میابد. بطور کلی سرعت انحلال مس، نقره و سلنیم نسبت به دما دارای حساسیت بیشتری است تا نسبت به غلظت اسید.

۳- اثر زمان: بیشتر نقره در ۶۰ دقیقه اول حل میشود (۹۲/۶۹ درصد در شرایط اسیدنیتریک ۳ مول و دمای ۸۰ درجه سانتیگراد) و این در حالی است که انحلال سلنیم در این شرایط به ۵۷/۸۷ درصد میرسد و برای انحلال کامل سلنیم به زمان بیشتری نیاز است. از این اختلاف میتوان برای جدایش نسبی نقره از سلنیم در مرحله لیچ استفاده نمود. منحنی تغییرات بازیابی مس، نقره و سلنیم نسبت به غلظت اسید، دما و زمان در شکلهای ۱ تا ۱۹ نشان داده شده است (پیوست شماره ۲).

افزایش زمان از ۲۰ به ۶۰ دقیقه در دماهای ۹۰ و ۱۰۰ درجه سانتیگراد بر روی سرعت انحلال مس و نقره بی اثر است بعبارت دیگر فقط در دمای ۸۰ درجه سانتیگراد افزایش زمان منجر به افزایش بطنی سرعت انحلال مس و نقره می شود. افزایش غلظت اسید از ۲ به ۴ مول در دماهای ۹۰ و ۱۰۰ درجه سانتیگراد بر روی انحلال مس و نقره بی اثر است و فقط در دما ۸۰ درجه سانتیگراد با افزایش غلظت اسید سرعت انحلال آنها افزایش می یابد.

سرعت انحلال سلنیم با افزایش دما، زمان و غلظت اسید افزایش می یابد.

با توجه به نتایج حاصله شرایط بهینه حذف مس و نقره به شرح زیر تعیین می شود:

دمای ۹۰ درجه سانتیگراد، اسید ۲ مول و زمان ۴۰ دقیقه. در این شرایط ۹۹/۷۸ درصد از مس، ۹۷/۵۴ درصد از نقره و ۷۲/۷۱ درصد از سلنیم حذف میگردد. برای حذف بیشتر سلنیم غلظت اسید ۳ مول در نظر گرفته شد و زمان انجام واکنش نیز افزایش داده شد (جدول ۳-۱۰).

و در نهایت شرایط بهینه جهت حذف همزمان مس، نقره و سلنیم بشرح زیر حاصل گردید.

دمای ۹۰ درجه، غلظت اسید ۳ مول و زمان ۲ ساعت. در این شرایط بیش از ۹۹ درصد از مس، ۹۸ درصد از نقره و بیش از ۹۴ درصد از سلنیم حذف شدند.

۳-۸-۴- لیچینگ طلا

برای لیچینگ طلا از روش ونگ [۹] استفاده شد. روش ونگ بطور خلاصه به شرح زیر می باشد. پسماند لیچینگ لجن مس آندی با اسید نیتریک بمنظور انحلال طلا در یک دمای بالا بین ۱۱۰-۴۰ درجه سانتیگراد با نسبتهای مختلف اسید کلریدریک به اسید نیتریک (۱ تا ۱۰) در حداقل زمان یک ساعت عمل آوری میشود. در این مرحله طلا، آرسنیک، آنتیموان، سرب، قلع، سیلیس، فلزات گروه پلاتین و مقدار کمی از نقره لیچ می شوند.

در این تحقیق پسماند بدست آمده از لیچینگ مس، نقره و سلنیم که محتوی ۰/۳۶۷ درصد طلا است با مخلوطی از اسید کلریدریک و اسید نیتریک به نسبتهای ۱:۱:۳:۱:۵:۷ در دماهای ۶۰، ۸۰ و ۱۰۰ درجه در زمانهای ۱، ۱/۵ و ۲ ساعت در غلظت ۲۰ گرم در لیتر با سرعت همزدن ۸۰۰ دور در دقیقه لیچ شد نتایج نشان داد که حدود ۹۹ درصد از طلا قابل بازیابی است.

بحث و نتیجه گیری :

ذیلاً اثر بعضی از عوامل در رابطه با لیچ طلا مورد بحث و بررسی قرار میگیرد.

۳-۸-۴-۱- عوامل موثر در لیچینگ طلا

۱- اثر نسبت اسید کلریدریک به اسید نیتریک: آزمایشهای اولیه نشان داد تحت شرایط بالا افزایش نسبت دو اسید اثر چندانی بر روی انحلال طلا ندارد.

۲- اثر دما: اثر دما در محدوده ۶۰، ۸۰ و ۱۰۰ درجه سانتیگراد تحت همان شرایط مورد بررسی قرار گرفت. با افزایش دما سرعت انحلال طلا افزایش می یابد اما اثر آن چندان چشمگیر نمی باشد.

۳- اثر زمان: نتایج بدست آمده نشان میدهد که با افزایش زمان انحلال طلا هم افزایش می یابد. لازم به ذکر است بیشتر طلا در ۶۰ دقیقه اول حل میشود. جدول (۳-۱۱) نتایج آزمایشات لیچینگ در شرایط مختلف را نشان می دهد.

جدول ۳-۱۱: نتایج لیچینگ طلا در شرایط مختلف (r.p.m=800 p.d = 20gr/l)

آزمایش	دما (C)	زمان (دقیقه)	نسبت اسید کلریدریک به اسید نیتریک	بازیابی طلا (%)
۱	۶۰	۶۰	۱:۱	۹۹/۸۵
۲	۶۰	۶۰	۳:۱	۹۹/۸۶
۳	۶۰	۶۰	۵:۱	۹۹/۸۵
۴	۶۰	۶۰	۷:۱	۹۹/۸۴
۵	۶۰	۹۰	۱:۱	۹۹/۸۶
۶	۶۰	۹۰	۳:۱	۹۹/۸۷
۷	۶۰	۹۰	۵:۱	۹۹/۸۶
۸	۶۰	۹۰	۷:۱	۹۹/۸۵
۹	۶۰	۱۲۰	۱:۱	۹۹/۸۷
۱۰	۶۰	۱۲۰	۳:۱	۹۹/۸۸
۱۱	۶۰	۱۲۰	۵:۱	۹۹/۸۷
۱۲	۶۰	۱۲۰	۷:۱	۹۹/۸۶
۱۳	۸۰	۶۰	۱:۱	۹۹/۸۸
۱۴	۸۰	۶۰	۳:۱	۹۹/۸۹
۱۵	۸۰	۶۰	۵:۱	۹۹/۸۸
۱۶	۸۰	۶۰	۷:۱	۹۹/۸۷
۱۷	۸۰	۹۰	۱:۱	۹۹/۸۹
۱۸	۸۰	۹۰	۳:۱	۹۹/۹۰
۱۹	۸۰	۹۰	۵:۱	۹۹/۸۹
۲۰	۸۰	۹۰	۷:۱	۹۹/۸۸
۲۱	۸۰	۱۲۰	۱:۱	۹۹/۹۰
۲۲	۸۰	۱۲۰	۳:۱	۹۹/۹۱

ادامه جدول ۱۱-۳: نتایج لیچینگ طلا در شرایط مختلف (r.p.m=800 p.d =20gr/l)

آزمایش	دما (C)	زمان (دقیقه)	نسبت کلریدریک به نیتریک	بازیابی طلا (%)
۲۳	۸۰	۱۲۰	۵:۱	۹۹/۹۰
۲۴	۸۰	۱۲۰	۷:۱	۹۹/۸۹
۲۵	۱۰۰	۶۰	۱:۱	۹۹/۹۱
۲۶	۱۰۰	۶۰	۳:۱	۹۹/۹۲
۲۷	۱۰۰	۶۰	۵:۱	۹۹/۹۱
۲۸	۱۰۰	۶۰	۷:۱	۹۹/۹۰
۲۹	۱۰۰	۹۰	۱:۱	۹۹/۹۲
۳۰	۱۰۰	۹۰	۳:۱	۹۹/۹۳
۳۱	۱۰۰	۹۰	۵:۱	۹۹/۹۲
۳۲	۱۰۰	۹۰	۷:۱	۹۹/۹۱
۳۳	۱۰۰	۱۲۰	۱:۱	۹۹/۹۳
۳۴	۱۰۰	۱۲۰	۳:۱	۹۹/۹۴
۳۵	۱۰۰	۱۲۰	۵:۱	۹۹/۹۳
۳۶	۱۰۰	۱۲۰	۷:۱	۹۹/۹۲

بنابراین در نهایت شرایط بهینه برای لیچینگ طلا بشرح زیر انتخاب شد.

نظر به اینکه در تمام شرایط آزمایش طلا تقریباً بطور کامل حل شده است بنابراین دمای ۶۰ درجه سانتیگراد، نسبت اسیدکلریدریک به اسیدنیتریک ۱:۱ و زمان یک ساعت بعنوان شرایط بهینه انتخاب می گردد. سرانجام محلول بدست آمده توسط روش استخراج با حلال تخلیص می شود که جزئیات آن در فصل چهارم خواهد آمد. البته لازم است دماهای کمتر از ۶۰ درجه نیز کنترل شود زیرا امکان دارد میزان بازیابی در دماهای پائین تر نیز مطلوب باشد.

فصل چهارم

استخراج با حلال

برای بازیابی نقره از محلول لیچ محتوی مس، نقره و سلنیم و سایر ناخالصیها و همچنین بازیابی طلا از محلول لیچ تهیه شده از پسماند مرحله قبل از روش استخراج با حلال استفاده شد. در این فصل توضیح مختصری درباره این روش داده شده و نتایج بدست آمده از استخراج نقره و طلا گزارش شده است.

۴-۲- استخراج با حلال

یکی از روشهای خالصسازی یا تغلیظ فلز از محلول لیچ استفاده از روش استخراج با حلال است. روش استخراج با حلالهای آلی یک فرایند شیمیایی است که در این روش فلز موجود در فاز آبی به منظور تشکیل کمپلکس فلزی با یک ماده آلی واکنش می کند لذا اجزاء فلز فاز آبی را ترک کرده و وارد فاز آلی می شود. فلز موجود در فاز آلی با اتمهای کربن بعنوان ترکیبات آلی فلزی پیوند ندارد ولی با اکسیژن، ازت، گوگرد یا هیدروژن بصورت کوئوردینانس پیوند دارد [۲۹].

برای اولین بار روش استخراج با حلال در ارتباط با پروژه مانهاتان^۱ برای تولید بمب اتمی در هیدرومتالورژی بکار رفت. در این کارخانه کنسانتره اورانیوم با عیار بالا در اسیدنیتریک حل شده و اورانیوم بوسیله اتر استخراج می گردد و سپس بوسیله آب به فاز آبی برگردانده میشود (استریپینگ^۲) تا محلول غلیظ شده از نیترات اورانیل خالص بدست آید.

پس از انتقال فلز از فاز آبی به آلی لازم است که مجدداً فلز مورد نظر با یک ماده شیمیایی مناسب از فاز آلی به فاز آبی منتقل شود که این مرحله به استریپینگ معروف است. در این مرحله نیز دو فاز آبی و آلی با یکدیگر مخلوط و پس از رسیدن به نقطه تعادل از یکدیگر جدا میشوند با اندازه گیری میزان فلز در فاز آبی توزیع آن در دو فاز آبی و آلی بدست می آید.

1- Manhattan

2- Stripping

ضرائب توزیع و استریپینگ بترتیب از روابط زیر محاسبه می شود [۲۹].

$$D = \frac{\text{غلظت فلز در فاز آلی}}{\text{غلظت فلز در فاز آبی}}$$

روش استریپینگ عکس واکنش شیمیایی در روش استخراج است.

$$D' = \frac{\text{غلظت فلز در فاز آبی}}{\text{غلظت فلز در فاز آلی}}$$

همچنین لازم به ذکر است که فقط محلولهای فیلتر شده و شفاف بوسیله این روش قابل استفاده است.

۳-۴- نسبت دو فاز

نسبت حجم دو فاز را نسبت دو فاز می نامند. این نسبت نقش مهمی در فرآیند استخراج حلال ایفا می کند. علیرغم اینکه از نقطه نظر تئوری نسبت پائین فاز آلی به فاز آبی یک امتیاز است ولی بعضی اوقات نامطلوب است. از طرف دیگر نسبت زیاد فاز آلی به آبی نیازمند حجم زیادی از حلال است که ممکن است بار مالی اضافی داشته باشد. در حین استخراج، اغلب اتفاق می افتد که حجم فازها در اثر انتقال اجزاء فلز از یک فاز به فاز دیگر یا در اثر حلالیت یک فاز در فاز دیگر تغییر کند. تغییر ناشی از حلالیت یک فاز در فاز دیگر را می توان قبل از استخراج با متعادل کردن فاز آلی توسط آب به حد مینیمم رساند.

۴-۴- منحنی های (ایزوترمهای) استخراج

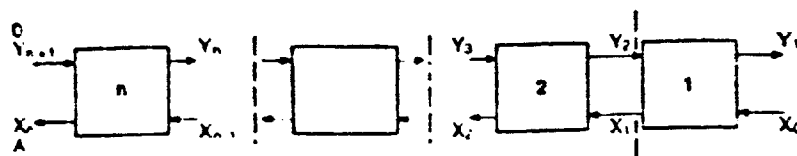
نتایج و داده های استخراج را به دو روش می توان ارائه نمود. درصد استخراج بعنوان تابعی از یک متغیر معین مانند غلظت اسید، pH، یا در فرم منحنی های (ایزوترمهای) استخراج. منحنی های استخراج از رسم غلظت یون فلز در فاز آبی نسبت به غلظت آن در فاز آلی در حالتی که دو فاز در شرایط تعادل قرار دارند بدست می آید. در هر نقطه از این منحنی می توان غلظت فلز را در هر دو فاز بدست آورد و نتیجتاً ضرایب توزیع قابل ارزیابی و محاسبه می باشند. منحنی های استخراج را میتوان به دو طریق ساخت:

- حجم معینی از یک فاز آبی حاوی یک مقدار مشخص از یون فلز با حجم معینی از یک فاز آلی مخلوط و بهم زده میشود تا اینکه دو فاز به حالت تعادل برسند، سپس غلظت یونهای فلز در هر دو فاز تعیین می شود. این فرایند با حجم های متغیر از فاز آلی حداقل برای ۵ نوبت تکرار میشود.

- فرایند مانند حالت قبل تکرار می شود اما نسبت فاز آلی به آبی ثابت نگهداشته شده و غلظت اولیه یون فلز در فاز آبی تغییر می کند. منحنی استخراج همچنین نشان میدهد که با افزایش غلظت در فاز آبی، فقط غلظت محدودی از آن به فاز آلی می رود.

۴-۵- تعیین مراحل استخراج

استخراج کامل یک ماده حل شده در یک مرحله وقتی امکان پذیر است که یک حجم بی نهایت بزرگی از حلال بکار برده شود. بنابراین از استخراج چند مرحله ای استفاده می شود زیرا اساساً با استفاده از یک حجم محدود از ماده حلال بازیابی کامل میسر می شود. در فرایند جریان از روی فاز آبی و آلی در جهت مخالف هم جریان می یابند. لذا استخراج کننده جدید و تازه با محلول تقریباً تهی از فلز برخورد می کند در حالی که استخراج کننده تقریباً اشباع شده از فلز با فاز آبی جدید (حاوی فلز) تماس برقرار می نماید. (شکل ۴-۱)



شکل ۴-۱: تعیین مراحل تئوری استخراج [۲۹].

حجم جریان فاز آبی بوسیله حرف A و حجم جریان مربوط به فاز آلی با حرف O مشخص می شود. اگر غلظت اجزاء قابل استخراج در فاز آبی و آلی به ترتیب با X و Y نشان داده شود. موازنه جرمی n مرحله بصورت زیر است:

$$AX_o + OY_{n+1} = AX_n + OY_1$$

$$OY_1 = A(X_o - X_n) + OY_{n+1}$$

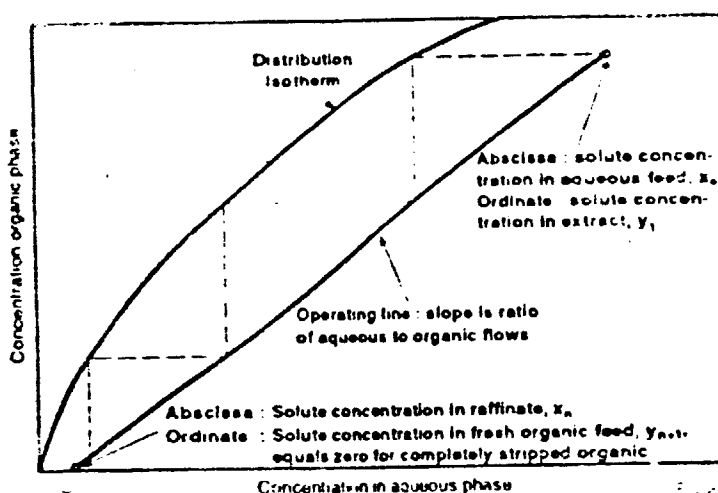
$$Y_1 = \frac{A}{O}(X_o - X_n) + Y_{n+1}$$

این رابطه ، معادله یک خط مستقیم با شیب $\frac{A}{O}$ است.

ترکیب فاز آلی که مرحله اول (Y_1) را ترک می کند. تابع خطی از ترکیب فاز آبی است که مرحله n ام (X_n) را ترک می کند. مقادیر X_0 و Y_{n+1} ، ترکیب فازهای آبی و آلی قبل از تماس و ثابت هستند. این خط مستقیم ، خط عامل یا خط بهره برداری در دیاگرام مک کیب- تیل (*McCabe - Thiele*) است. که این دیاگرام از رسم منحنی ایزوترم و خط بهره برداری در یک دستگاه مختصات بدست می آید (شکل ۴-۲).

در یک سیستم استخراج با حلال ، دیاگرام مک کیب- تیل برای تخمین تعداد مراحل تئوری استخراج لازم بمنظور بدست آوردن نتایج مورد نظر مفید می باشد. خط بهره برداری بر اساس موازنه جرمی بنا شده است. بنابراین ، غلظت ماده حل شده در فاز آبی در ورود به هر مرحله و غلظت آن در فاز آلی در خروج از هر مرحله مختصات نقاط روی خط بهره برداری می باشند. از آنجایی که خط بهره برداری یک خط مستقیم است، بوسیله هر دو نقطه ای قابل رسم می باشد.

در ایجاد دیاگرام ، همانگونه که در شکل نشان داده شده ، تعداد مراحل تئوری استخراج بوسیله رسم خط افقی از بالاترین نقطه خط بهره برداری در جهتی که منحنی استخراج را قطع کند، و سپس رسم خط عمودی از آن نقطه بطوری که خط بهره برداری را قطع نماید تعیین می شود و این عمل تا رسیدن به پائین ترین نقطه خط بهره برداری ادامه می یابد. هر سیکل یا طبقه ، یک مرحله تئوری نامیده می شود.



شکل ۴-۲: دیاگرام مک کیب- تیل (*McCabe - Thiele*) [۲۹]

۴-۶- استخراج کننده ها

برای خالص سازی یا تغلیظ محلول لیچ از استخراج کننده ها استفاده می شود. استخراج کننده ها مواد آلی هستند که باید خواص زیر را دارا باشند:

انتخابی عمل کنند، ظرفیت بالای استخراج داشته و به آسانی استریپ شوند. از آب به آسانی جدا شوند. برای مثال:

الف) وزن مخصوص آن بطور قابل ملاحظه ای از آب متفاوت باشد. ب) ویسکوزیته کم (ج) کشش سطحی آن بالا باشد.

- ایمن برای استفاده. مانند: الف) غیر سمی ب) غیر شعله ور ج) غیر فرار

- در هنگام انبار سازی و یا تماس با اسیدها و بازها پایدار باشد. برای مثال در حین استخراج یا استریپینگ هیدرولیز نشود و بالاخره ارزان باشند.

هر چند عملاً، استخراج کننده ای وجود ندارد که تمام خواص فوق را داشته باشد، و بنابراین معمولاً ماده ای که خواص فوق را نسبتاً داشته باشد ساخته میشود. یک استخراج کننده بندرت در حالت خالص استفاده می شود، معمولاً با یک حلال آلی ارزان رقیق می شود تا خواص فیزیکی آن، مانند ویسکوزیته، وزن مخصوص بهبود یابد. این حلال که رقیق کننده نامیده می شود هیچگونه ظرفیت و توان استخراج یونهای فلز را از محلول ندارد، عبارت دیگر خنثی است.

یک رقیق کننده، علاوه بر دارا بودن بیشتر خواص یک استخراج کننده باید در آب غیر محلول باشد. بنابراین هیدروکربنها و هیدروکربنهای جانشینی از معمول ترین رقیق کننده هایی هستند که بکار می روند.

از استخراج کننده ها می توان اترها و مشتقات آن، الکل ها، آلدهیدها، کتونها، اکزیم ها، اسیدهای آلی، استرها، استرهای اسیدی، آمین ها و اکسیدهای آمین، سولفیدهای آلی و سولفوکسیدها را نام برد.

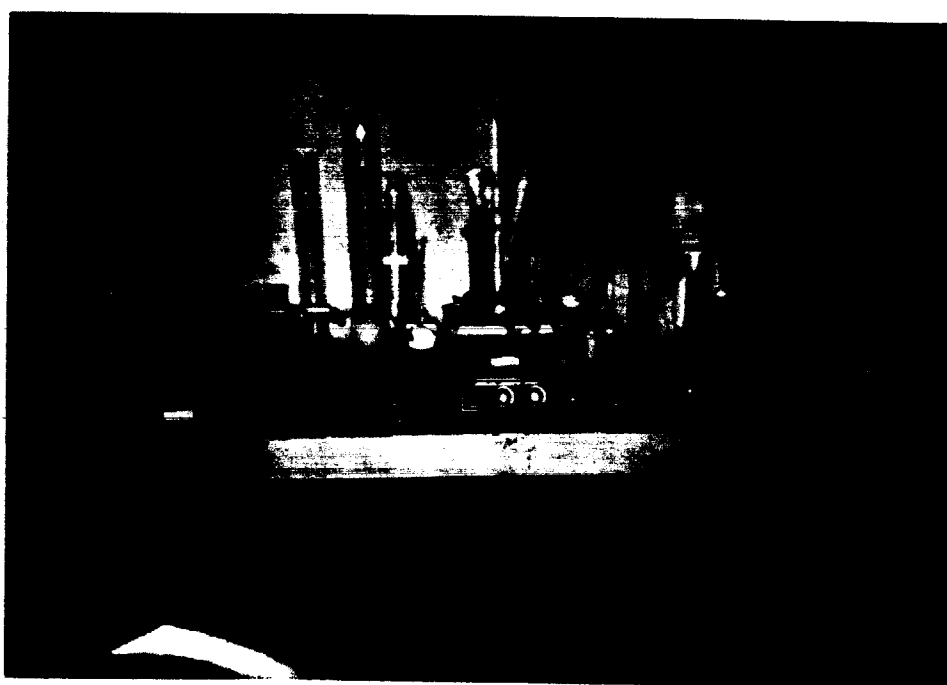
۴-۷- تجهیزات و روش کار در آزمایشگاه

برای برداشتن محلولها از پوآر و پی پت در حجم های مختلف (۵ و ۱۰ میلی لیتری) استفاده شد.

برای همزدن از فلاسک شیکر^۱ (در مواردی هم این کار با دست صورت گرفت) استفاده شد.

1- Flask shaker

برای ایجاد شرایط تعادل و جدایش فازها از دکاناتور که یک ظرف شیشه ای ۲۵۰ میلی لیتری درپوش دار از جنس پیرکس با شیر دو طرفه بوده و با گیره به پایه نصب شده است استفاده شد. بعضاً نیز برای مخلوط کردن دو فاز آبی و آلی در حجم زیاد از دستگاه همزن مغناطیسی و بشر استفاده گردید. شکل (۳-۴) بخشی از لوازم و تجهیزات مورد استفاده قرار گرفته را نشان می دهد.



شکل ۳-۴: بخشی از لوازم و تجهیزات مورد استفاده در بخش استخراج با حلال

۸-۴- خالص سازی محلول لیچ حاوی نقره به روش استخراج با حلال

الف) استخراج نقره از محلول لیچ به روش SX

همانطور که قبلاً ذکر شد نقره از محلول لیچ بوسیله دی-ان-اکتیل-سولفید (DNOS) بطور انتخابی استخراج و به فاز آلی منتقل میشود آنگاه نقره از فاز آلی با استفاده از محلول هیدروکسید آمونیم دو

مولار شسته میشود [۲۲]. استخراج کننده (DNOS) از نوع سولفید های آلی بوده که بعنوان تیو اتر ها هم شناخته شده اند، آنها دارای ساختمان $R.S.R'$ هستند. (DNOS) یک استخراج کننده انتخابی برای پالادیم و طلا نیز است [۲۹]. ولی فرآیند استخراج آن کند است.

- نقره موجود در محلول نیترات به روش استخراج با حلال توسط CYANEX 471X نیز قابل بازیابی است [۲۳]. CYANEX 471X یک استخراج کننده جدید بر پایه سولفید - فسفین است که بوسیله CYTEC برای صنعت هیدرومتالورژی توسعه یافته است. این استخراج کننده برای بازیابی انتخابی نقره خیلی مفید است. رقیق کننده مورد تاکید VARSOL DX-3641 می باشد. D2EHPA هم میتواند بعنوان یک اصلاح کننده مورد استفاده قرار گیرد. عمل شستشو ممکن است با محلول سدیم تیوسولفات انجام بگیرد که نقره موجود در آن می تواند بوسیله سمپتاسیون توسط مس بازیابی شود [۲۹].

در این تحقیق نقره با استفاده از حلال (DNOS) و بدون رقیق کننده از فاز آبی استخراج شد. که شرایط آزمایش و نتایج آن به شرح زیر است .

محلول لیچ مورد استفاده از انحلال لجن مس آندی با اسیدنیتریک ۳ مول در دمای ۹۰ درجه سانتیگراد به مدت ۲ ساعت بدست آمد (بخش لیچینگ). زمان همزدن برای مخلوط کردن دو فاز آلی و آبی حدوداً ۱۵ دقیقه است و نسبت دو فاز در شرایط متفاوت در جدول ۴-۱ نمایش داده شده است. و بالاخره زمان جدایش دو فاز حدوداً ۱۰ دقیقه است. حجم فاز آلی در تمام شرایط ثابت است (۵ میلی لیتر) و حجم فاز آبی متناسب با نسبت دو فاز تغییر می کند. نقره باقیمانده در فاز آبی به روش جذب اتمی (AAS) آنالیز و از طریق موازنه جرمی میزان آن در فاز آلی نیز تعیین شد که نتایج آن بشرح زیر است (جدول ۴-۱).

نتایج نشان می دهد که با کاهش نسبت دو فاز میزان استخراج نقره بطور نامحسوس افزایش می یابد و حداکثر راندمان استخراج مربوط به نسبت دو فاز ۱:۱ (۹۹/۹۹) می باشد. ولی با توجه به تغییر نامحسوس بازیابی نقره در اثر تغییر نسبت فازها ، از نظر اقتصادی نسبت ۱:۱ مناسب است.

لازم به ذکر است که در شرایط تعادل حجم هر دو فاز به مقدار خیلی کم کاهش یافته که در محاسبات غلظت دو فاز آبی و آلی اثر چندانی نداشته و از آن چشم پوشی شده است.

جدول ۴-۱: نتایج استخراج نقره (غلظت اولیه فلز در فاز آبی ۷۷۲۰ ppm) به روش SX

شماره آزمایش	نسبت فازها (آبی به آلی)	غلظت فلز در فاز آبی (ppm)	غلظت فلز در فاز آلی (ppm)	درصد استخراج نقره
۱	۱۰:۱	۳۲/۵	۷۶۸۸۰	۹۹/۵۸
۲	۷:۱	۳/۲۲	۵۴۰۱۸	۹۹/۹۵
۳	۵:۱	۲/۳	۳۸۵۸۸	۹۹/۹۷
۴	۳:۱	۲/۱۹	۲۳۱۵۳/۴۳	۹۹/۹۷
۵	۱:۱	۰/۴۸	۷۷۱۹/۵۲	۹۹/۹۹

برای رسم خط بهره برداری به شرح زیر عمل شد.

با توجه به نتایج فرض گردید که فاز آلی حداقل ۹۰ درصد نقره موجود در فاز آبی را در یک مرحله بارگیری کند (Y_1) و پس از n مرحله استخراج حداکثر ۰/۱ درصد غلظت اولیه نقره در فاز آبی باقی بماند (X_n) و مقادیر X_0 و Y_{n+1} ترکیب فازهای آبی و آلی قبل از تماس و ثابت هستند. لذا داریم

$$Y_1 = \frac{A}{O}(X_0 - X_n) + Y_{n+1}$$

$$۶۹۴۸۰ = \frac{A}{O}(۷۷۲۰ - ۷.۷) + ۰$$

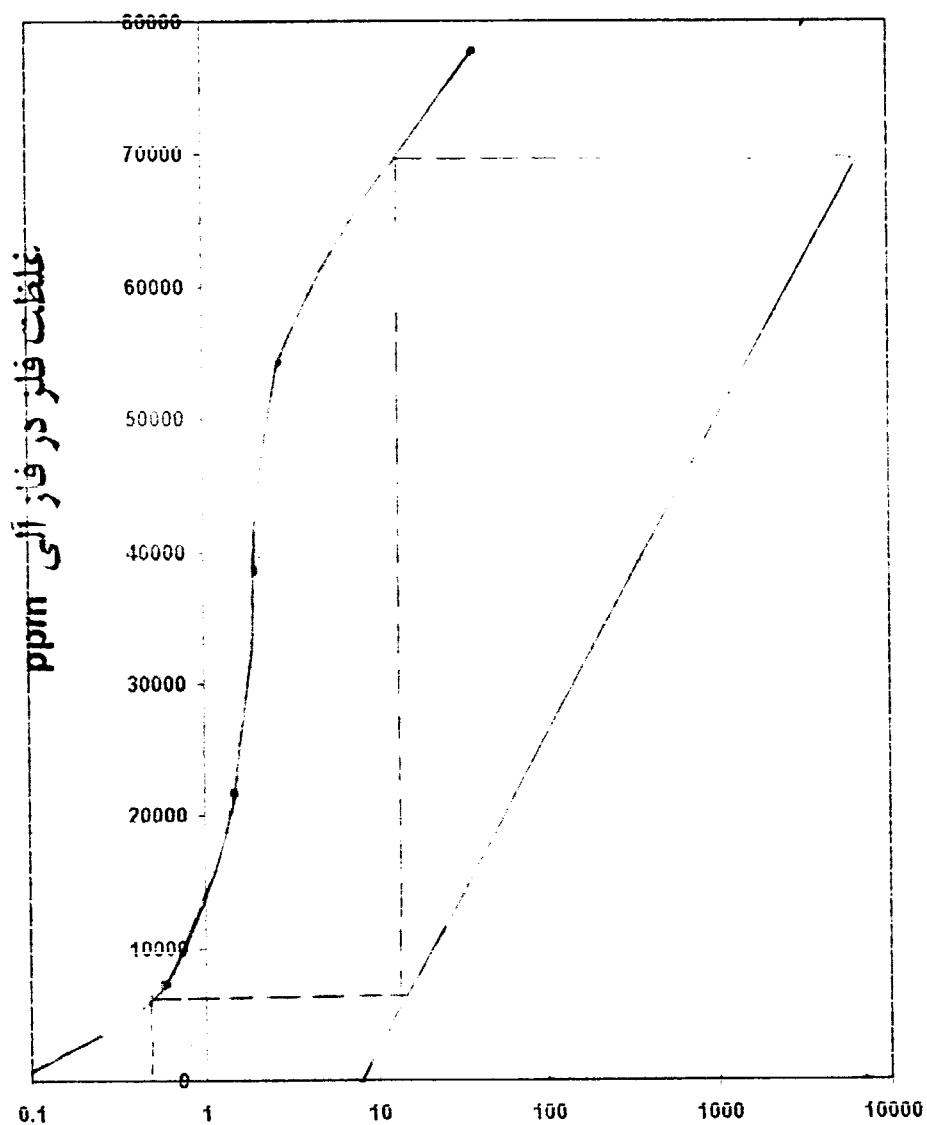
بدین ترتیب خط بهره برداری رسم و شیب آن قابل محاسبه می باشد.

$$\frac{A}{O} = ۹$$

سپس با استفاده از نتایج بدست آمده دیاگرام مک کیب-تیل (McCabe - Thiele) برای استخراج نقره رسم (شکل ۴-۴) و نتایج زیر از آن حاصل می شود.

- شیب خط بهره برداری (نسبت فازها): $\frac{A}{O} = ۹$

- تعداد مراحل تئوری استخراج: دو مرحله برای تقلیل غلظت نقره در فاز آبی تا حد ۷/۷ ppm



غلظت فلز در فاز آبی ppm

شکل ۴-۴: دیاگرام مک کیب-تیل (McCabe-Thiele) برای استخراج نقره

ب) انتقال نقره از فاز آلی به آبی (استریپینگ)

پس از اینکه نقره از محلول لیچ بوسیله دی-ان-اکتیل سولفید (DNOS) بطور انتخابی استخراج و وارد فاز آلی شد، با استفاده از محلول هیدروکسید آمونیم دو مولار استریپ میشود [۲۲]. عمل استریپ نقره ممکن است با محلول تیوسولفات سدیم انجام بگیرد که نقره موجود در آن می تواند بوسیله سمپتاسیون توسط مس بازیابی شود. [۲۹].

در این تحقیق نقره بوسیله هیدروکسید آمونیم دو مولار از فاز آلی به فاز آبی منتقل شد. فاز آلی باردار شده از نقره با شرایط زیر استریپ گردید.

زمان همزدن حدوداً ۱۵ دقیقه و زمان جدایش دو فاز حدوداً ۱۰ دقیقه در نظر گرفته شد. نسبت دو فاز در شرایط متفاوت در جدول ۴-۲- نمایش داده شده است.

حجم فاز آلی در تمام شرایط ثابت است (۵ میلی لیتر) و حجم فاز آبی متناسب با نسبت دو فاز تغییر می کند. فاز آلی استفاده شده برای استریپینگ مربوط به آزمایش شماره یک استخراج نقره (نسبت ۱:۱۰) که دارای حداکثر بارگیری است می باشد. نقره در فاز آبی به روش جذب اتمی (AAS) آنالیز و از طریق موازنه جرمی میزان آن در فاز آلی نیز تعیین شد که نتایج بشرح زیر است (جدول ۴-۲).

جدول ۴-۲- نتایج استریپ نقره (غلظت اولیه فلز در فاز آلی ۷۶۸۸۰ ppm)

شماره آزمایش	نسبت فازها (آبی به آلی)	غلظت فلز در فاز آلی (ppm)	غلظت فلز در فاز آبی (ppm)
۱	۴:۱	۳۶۸۸۰	۱۰۰۰۰
۲	۳:۱	۳۷۵۰۰	۱۳۱۲۶
۳	۲:۱	۳۸۴۸۰	۱۹۲۰۰
۴	۱:۱	۲۹۰۸۰	۴۷۸۰۰

نتایج اولیه نشان می دهد که با نسبت دو فاز به میزان ۱۰:۱ حدود ۹۹ درصد از نقره توسط فاز آلی (DNOS) بارگیری میشود و تحت شرایط نسبت دو فاز به میزان ۱:۱ حدود ۶۲ درصد از نقره توسط هیدروکسید آمونیم دو مول استریپ می شود. محلول آبی بدست آمده غنی از نقره است که به روش سمتاسیون یا الکترووینینگ می توان نقره را بازیابی نمود. افزایش بازیابی نقره از فاز آلی و انتقال آن به فاز آبی و نیز رسم منحنی مک کیب تیل برای تعیین مراحل استریپ آن نیاز به تحقیقات بیشتری دارد که در این پروژه نمی گنجد .

۴-۹- خالص سازی محلول لیچ حاوی طلا به روش استخراج با حلال (SX)

الف) استخراج طلا از محلول لیچ به روش SX

محلول لیچ بدست آمده از انحلال پسماند حاوی طلا در دمای ۶۰ درجه و نسبت اسید کلریدریک به اسید نیتریک ۱:۱ به مدت ۶۰ دقیقه برای خالص سازی طلا مورد استفاده قرار گرفت. طلا با تکنیک استخراج با حلال توسط دی اتیلن گلیکول دی بوتیل اتر^۱ بعنوان استخراج کننده آلی و اسید کلریدریک با غلظت ۲ مول یا بیشتر بعنوان محلول شوینده فاز آلی از سایر ناخالصیها بازیابی می شود. برای رسوب و بازیابی طلا از استخراج کننده آلی باردار شده از اسید اکسالیک استفاده می شود. و طلا توسط این اسید احیاء می شود [۹]. نهایتاً "طلای احیاء شده با متانول و سپس با آب مقطر برای بازیابی اسفنج خالص با خلوص ۹۹/۹ درصد شسته میشود. طرح فرآیند بالا در مقایسه با فرآیندهای پیرومتالورژی متعارف عاری از آلودگی، دارای صرفه جوئی در انرژی، بدون مرحله آلیاژ طلا- نقره و همچنین اقتصادی میباشد [۸].

طلا می تواند بوسیله استخراج با حلال با استفاده از دی بوتیل کریبتول^۲ بازیافت شود. بمنظور تولید طلا با خلوص بالا ماده آلی حاوی طلا با اسید اکسالیک احیاء می شود [۱۰].

طلا در اسید کلریدریک با کلر، پر اکسید هیدروژن یا کلرات سدیم بعنوان یک اکسید کننده تجزیه میشود و بصورت انتخابی از محلول کلرید بوسیله حلال بوتیل دیگلایم^۳ استخراج میشود [۲۱]. حلال باردار شده برای حذف فلزات پایه با HCl شسته میشود. طلا همچنین قابلیت بازیابی توسط متیل ایزو بوتیل کتون را دارد [۸].

(DNOS) هم یک استخراج کننده انتخابی برای پالادیم و طلا است [۲۹] ولی فرآیند استخراج آن کند است. در این تحقیق نیز طلا بوسیله (DNOS) از فاز آبی استخراج شد.

شرایط آزمایش و نتایج به شرح زیر است. محلول لیچ مورد استفاده از انحلال پسماند حاصل از حذف مس، نقره و سلنیم بدست آمده در مرحله اول لیچینگ با اسید کلریدریک و اسید نیتریک به

1- diethylene glycol dibutyl ether

2 - dibutyl carbitol

3 - butyl diglyme

شرایط آزمایش و نتایج به شرح زیر است . محلول لیچ مورد استفاده از انحلال پسماند حاصل از حذف مس، نقره و سلنیم بدست آمده در مرحله اول لیچینگ با اسید کلریدریک و اسیدنیتریک به نسبت ۱:۱ در دمای ۶۰ درجه سانتیگراد به مدت یک ساعت بدست آمد که غلظت طلا در محلول برابر با ۸۳ppm است.

زمان همزدن برای اختلاط دو فاز حدوداً ۶۰ دقیقه در نظر گرفته شد. نسبت دو فاز در شرایط متفاوت در جدول (۳-۴) نمایش داده شده است.

زمان جدایش برای دو فاز حدوداً ۱۵ دقیقه لحاظ شد. حجم فاز آلی در تمام شرایط ثابت است (۵ میلی لیتر) و حجم فاز آبی متناسب با نسبت دو فاز تغییر می کند.

طلا در فاز آبی به روش جذب اتمی (AAS) آنالیزو از طریق موازنه جرمی میزان آن در فاز آلی نیز تعیین شد که نتایج آن بشرح زیر است (جدول ۳-۴).

جدول ۳-۴: نتایج استخراج طلا با استخراج کننده (DNOS)

شماره آزمایش	نسبت فازها (آبی به آلی)	غلظت فلز در فاز آبی (ppm)	غلظت فلز در فاز آلی (ppm)	درصد استخراج طلا
۱	۱۰:۱	۱/۳	۸۱۷	۹۸/۲۳
۲	۷:۱	۰/۸	۵۷۵/۴	۹۹/۰۴
۳	۵:۱	۰/۶۹	۴۱۱/۵۵	۹۹/۱۷
۴	۳:۱	۰/۵	۲۴۷/۵	۹۹/۴۰

نتایج نشان می دهد که با کاهش نسبت دو فاز میزان استخراج طلا بطور نامحسوس افزایش می یابد و حداکثر راندمان استخراج مربوط به نسبت دو فاز ۳:۱ می باشد بعبارت دیگر تغییر نسبت فازها در راندمان استخراج موثر نبوده و لذا نسبت ۱۰:۱ به دلیل مسائل اقتصادی مناسب می باشد.

برای رسم خط بهره برداری با توجه به نتایج بدست آمده فرض شد که فاز آلی حداقل ۹۰ درصد طلای موجود در فاز آبی را در یک مرحله بارگیری کند (Y_1) (غلظت طلا در فاز آبی ۸۳ppm می باشد) و پس از n مرحله استخراج حداکثر ۱ درصد غلظت اولیه طلا در فاز آبی باقی بماند (X_n) و مقادیر X_0 و Y_{n+1} ترکیب فازهای آبی و آلی قبل از تماس و ثابت هستند. بنابراین

$$Y_1 = \frac{A}{O}(X_0 - X_n) + Y_{n+1}$$

$$747 = \frac{A}{O}(83 - 0.83) + 0$$

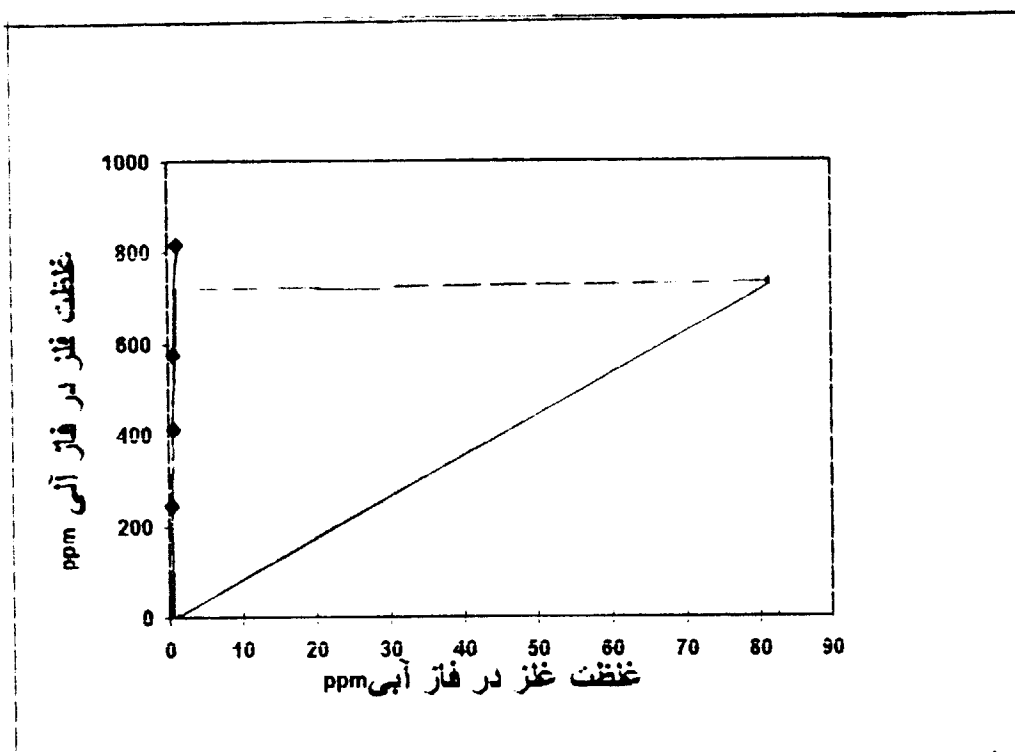
لذا با داشتن مختصات دو نقطه، خط بهره برداری رسم و شیب آن محاسبه شد.

$$\frac{A}{O} = 9$$

سپس با استفاده از نتایج بدست آمده دیاگرام مک کیب-تیل (McCabe - Thiele) برای استخراج طلا از محلول لیچ رسم (شکل ۴-۵) و نتایج زیر از آن حاصل شد.

- شیب خط بهره برداری (نسبت فازها): ۹

- تعداد مراحل تئوری استخراج: یک مرحله برای تقلیل غلظت طلا در فاز آبی تا حد یک (ppm)



شکل ۴-۵: دیاگرام مک کیب تیل (McCabe-Thiele) برای استخراج طلا

ب) انتقال طلا از فاز آلی به فاز آبی (استریپینگ)

پس از اینکه طلا از محلول لیچ بوسیله (DNOS) بطور انتخابی استخراج و وارد فاز آلی شد آنگاه امکان استریپ طلا با استفاده از محلول هیدروکسید آمونیم دو مول بررسی شد. شرایط آزمایش و نتایج به شرح زیر است.

زمان همزدن اختلاط دو فاز ۳۰ دقیقه و زمان جدایش آنها از یکدیگر ۲۰ دقیقه و حجم فاز آلی و آبی هر کدام ۵ میلی لیتر در نظر گرفته شد.

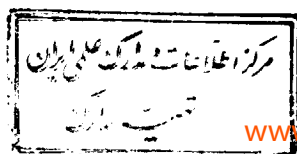
فاز آلی بارگیری شده از طلا مربوط به آزمایش شماره ۲ (جدول ۴-۳: نتایج استخراج طلا) برای استریپینگ مورد استفاده قرار گرفت. دو فاز آلی و آبی به نسبت ۱:۱ مخلوط و پس از رسیدن به تعادل از یکدیگر جدا شدند. آنگاه طلای انتقال یافته به فاز آبی به روش جذب اتمی (AAS) تعیین و از طریق موازنه جرمی میزان آن در فاز آلی نیز بدست آمد که نتایج آن بشرح زیر است (جدول ۴-۴)

جدول ۴-۴: نتایج استریپ طلا با هیدروکسید آمونیم دو مولار

شماره آزمایش	نسبت فازها (آبی به آلی)	غلظت فلز در فاز آبی (ppm)	غلظت فلز در فاز آلی (ppm)
۱	۱:۱	۱۷/۷	۵۵۷/۷

نتایج نشان می دهد حداکثر ۳ درصد طلا توسط هیدروکسید آمونیم دو مول استریپ شد که مطلوب نبود. همچنین تیوسولفات سدیم ($Na_2S_2O_3$) برای استریپ طلا از فاز آلی (Cyanex 471X) توسط مارتینز^۱ و همکارانش بکار گرفته شده و نتایج مطلوبی بدست آورده است [۳۰]. لذا در این پروژه امکان استریپ طلا از فاز آلی (DNOS) توسط تیوسولفات سدیم بررسی شد. برای این منظور دو فاز آلی (DNOS) بارگیری شده از طلا (آبی) (تیوسولفات سدیم ۰/۵ مولار) به نسبتهای (A/O) ۱:۱، ۱:۲، ۱:۴، ۱:۶ با یکدیگر مخلوط و پس از ۱۵ دقیقه که به حالت تعادل رسیدند از یکدیگر جدا شدند. آنگاه طلای انتقال یافته به فاز آبی به روش جذب اتمی (AAS) اندازه گیری و از طریق موازنه جرمی میزان آن در فاز آلی نیز تعیین شد که نتایج آن بشرح زیر است (جدول ۴-۵)

1- Martinez



لازم به یادآوری است که فاز آلی مورد استریپ در آزمایشهای ۱ تا ۳ دارای ppm ۲۴۷/۵ طلا و فاز آلی مورد استریپ آزمایش ۴ دارای ppm ۴۱۱/۵۵ طلا می باشد.

جدول ۴-۵: نتایج استریپ طلا توسط تیوسولفات سدیم ۰/۵ مولار

شماره آزمایش	نسبت فازها (آبی به آلی)	غلظت فلز در فاز آبی (ppm)	غلظت فلز در فاز آلی (ppm)
۱	۶:۱	۳/۳۳	۲۲۷/۵۲
۲	۴:۱	۵/۸۹	۲۲۳/۹۴
۳	۱:۱	۰/۲۶	۲۴۷/۲۴
۴	۲:۱	۶۳	۲۸۵/۵۵

نتایج فوق نشان می دهد حداکثر ۱۵ درصد طلا در شرایط اعمال شده توسط تیوسولفات سدیم ۰/۵ مولار استریپ شد (آزمایش شماره ۴) که نشان می دهد محلول تیوسولفات سدیم نیز برای استریپ طلا از حلال (DNOS) مناسب نمی باشد.

همانگونه که قبلاً بیان شد چنانچه از استخراج کننده دیگری بنام دی اتیلن گلیکول دی برتیل اتر بجای (DNOS) برای استخراج طلا از فاز آلی استفاده شود (که فعلاً در دسترس نیست) می توان طلا را از حلال مذکور با اسید اکسالیکی احیاء و رسوب داد و سپس برای بازیابی طلا با خلوص حدود ۹۹ درصد طلای احیاء شده را توسط متانول و آب شستشو داد.

فصل پنجم

نتایج و پیشنهادات

مقدمه

در این فصل اهم نتایج بدست آمده در این تحقیق شامل نتایج مربوط به شناسایی نمونه، لیچینگ و استخراج با حلال خلاصه شده و در پایان پیشنهاداتی برای ادامه تحقیق ارائه میشود.

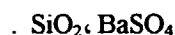
الف) نتایج

۵-۱- شناسایی نمونه

- یک نمونه لجن توسط روش جذب اتمی آنالیز و مشخص شد که عیار عناصر مس، نقره، سلنیم و طلا در لجن بترتیب برابر است با : ۱۲/۸۶، ۹/۴۱، ۳/۳۵ و ۰/۱ درصد.

- سایر عناصر تشکیل دهنده لجن را سرب، تلوریم، آنتیموان، گوگرد، سیلیس و سولفات باریم تشکیل می دهند. حدود نیمی از لجن را باریت تشکیل میدهد. نتایج تجزیه سرنندی نشان می دهد ذرات تشکیل دهنده لجن فوق العاده ریزند. بطوریکه تجزیه سرنندی لجن به روش تر نشان داد که حدوداً ۸۵ درصد ابعاد ذرات کمتر از ۳۷ میکرون می باشند. همچنین در نرمة گیری از لجن مشخص شد که حدوداً ۸۰ درصد ابعاد سرریز کمتر از ۱۷ میکرون است. نظر به اینکه مواد انتقال یافته به سرریز حدود ۵۹ درصد ذرات لجن است لذا در مجموع حداقل ۴۸ درصد لجن دارای ابعاد کمتر از ۱۷ میکرون هستند. در ضمن حدود ۴۰ درصد وزنی لجن (ته ریز) که فاقد عناصر با ارزش است از فرآیند لیچینگ حذف و در نتیجه به میزان قابل توجهی مصرف مواد شیمیایی کاهش می یابد.

- فازهای اصلی موجود در ته ریز استوب سیکلون بشرح زیر شناسائی شده اند.



در صورتیکه طبق تحقیقات قبلی فازهای اصلی موجود در لجن شامل



است. مقایسه فازهای اصلی موجود در ته ریز استوب سیکلون با فازهای اصلی نشان می دهد که فازهای سلنیم، سلنید نقره و سلنید مس و نقره به علت انتقال قسمت اعظم مواد با ارزش به بخش سرریز حذف شدند.

نتایج حاصل از آنالیز کامل نمونه لجن مس سرچشمه و سرریز استوب سیکلون و همچنین محاسبه عیار آن در ته ریز استوب سیکلون به روش موازنه جرمی برای عناصر با ارزش و نیز باریت، نحوه توزیع آنها را در لجن و محصولات سرریز و ته ریز نشان می دهد (جدول ۵-۱).

جدول ۵-۱ مقدار توزیع و عیار عناصر با ارزش و باریت در نمونه لجن مس سرچشمه (خوراک استوب

سیکلون)، سرریز و ته ریز استوب سیکلون

عنصر مورد نظر	سلنیم (%)		نقره (%)		طلا (%)		باریت (%)	
	عیار	توزیع	عیار	توزیع	عیار	توزیع	عیار	توزیع
نمونه خوراک	۹/۴۱	۱۰۰	۳/۳۵	۱۰۰	۰/۱	۱۰۰	۵۲/۰۵	۱۰۰
نمونه سرریز	۱۵/۳۴	۹۶	۵/۵۱	۹۶/۷	۰/۱۶۲	۹۵/۵	۳۹/۶۹	۴۴/۵
نمونه ته ریز	۰/۸۸	۴	۰/۲۶	۳/۳	۰/۰۱	۴/۵	۷۰/۱۰	۵۵/۵

لذا تمام نتایج بدست آمده از روشهای مختلف موید یکدیگرند.

۵-۲- لیچینگ:

برای بازیابی طلا از لجن باید ابتدا عناصر مس، نقره و سلنیم از لجن حذف شوند بدین منظور مس، نقره و سلنیم به روش هیدرومتالورژی (لیچینگ اسیدی) از لجن مس آندی حذف شدند که نتایج آن بشرح زیر می باشد.

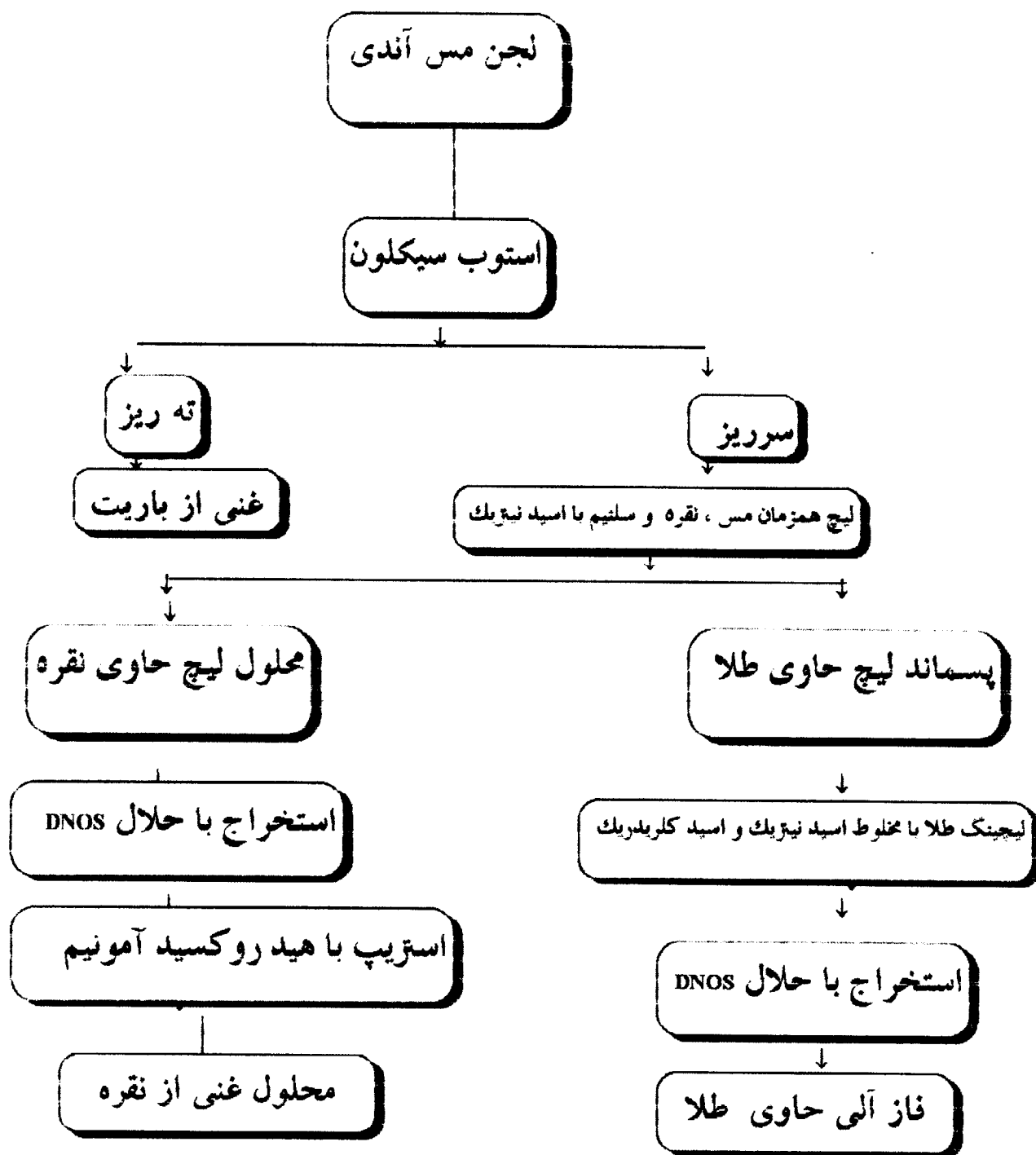
- نتایج لیچینگ با آب نشان داد که حدود ۱۰ درصد لجن مس سرچشمه محلول در آب است.
 - شرایط بهینه انحلال مس و نقره موجود در محصول سرریز به شرح زیر بدست آمد.
- دمای ۹۰ درجه سانتیگراد، اسیدیته ۲ مول و زمان ۴۰ دقیقه، که در این شرایط ۹۹ درصد از مس، ۹۷ درصد از نقره و ۷۲ درصد از سلنیم حذف گردید. نتایج بدست آمده از این مرحله نشان داد که دما و غلظت اسید دو عامل مهم در انحلال نقره بوده و نقش این عوامل در انحلال مس کم رنگ تر است. برای حذف بیشتر سلنیم غلظت اسید و زمان انجام واکنش افزایش داده شد. در نهایت شرایط بهینه جهت حذف همزمان مس، نقره و سلنیم بشرح زیر حاصل گردید.
- دمای ۹۰ درجه، غلظت اسید ۳ مول و زمان ۲ ساعت، که در این شرایط بیش از ۹۹ درصد از مس، ۹۸ درصد از نقره و ۹۴ درصد از سلنیم حذف شدند.
- مواد جامد باقیمانده از لیچ با اسیدنیتریک که حاوی عنصر با ارزش طلا است در شرایط دمای ۶۰ درجه سانتیگراد، اسیدکلریدریک و اسیدنیتریک به نسبت ۱:۱ و زمان یک ساعت مورد لیچ قرار گرفت. میزان ۹۹ درصد طلا بازیابی شد. ضمناً نتایج نشان داد که میزان بازیابی طلا مستقل از تاثیر عوامل دما، نسبت اسیدها و زمان می باشد.

۵-۳- استخراج با حلال

برای خالص سازی محلول لیچ حاوی طلا از استخراج کننده (DNOS) از فاز آبی استفاده شد. نتایج نشان می دهد که حدود ۹۸ درصد طلا در شرایط نسبت دو فاز ۱۰:۱ توسط فاز آلی بارگیری می شود و تنها ۳ درصد طلا توسط هیدروکسید آمونیم دو مول از فاز آلی با نسبت دو فاز ۱:۱ قابل استریپ است. به عبارت دیگر هیدروکسید آمونیم برای استریپ طلا از حلال باردار شده (DNOS) مناسب نیست.

همچنین محلول تیوسولفات سدیم ۰/۵ مول نیز برای استریپ طلا از حلال (DNOS) بکار رفت ولی آنهم مطلوب تشخیص داده نشد و حداکثر ۱۵ درصد طلا به فاز آبی بازگشت. در خصوص خالص سازی محلول لیچ حاوی نقره نیز چندین آزمایش بعمل آمد که نتایج آن به شرح زیر است.

نقره نیز بوسیله (DNOS) از فاز آبی به فاز آلی منتقل شد و توسط هیدروکسید آمونیم دو مول از فاز آلی شسته شد. نتایج نشان می دهد که با نسبت دو فاز به میزان ۱۰:۱ حدود ۹۹ درصد از نقره توسط فاز آلی بارگیری میشود و حدود ۶۲ درصد از نقره با نسبت دو فاز به میزان ۱:۱ استریپ می شود. محلول آبی بدست آمده غنی از نقره است که به روش سممتاسیون یا الکترونیینگ می توان نقره را بازیابی نمود. افزایش راندمان بازیابی نقره از فاز آلی نیاز به تحقیقات بیشتری دارد. شکل (۵-۱) فلوشیت مراحل مختلف انجام کار را نشان می دهد.



شکل (۵-۱) فلوشیت مراحل مختلف انجام کار

ب) پیشنهادات

- هرچند بازیابی طلا و نقره در این روش بالاست اما استفاده از این روش برای استخراج طلا و نقره احتیاج به بررسی دقیق به لحاظ اقتصادی دارد.
- در خصوص شرایط لیچینگ طلا باید بررسی بیشتری صورت گیرد بعنوان مثال دماهای کمتر از ۶۰ درجه و نیز غلظت های کمتر اسید باید مورد بررسی قرار گیرد.
- خالص سازی محلول لیچ توسط استخراج کننده دی اتیلن گلیکول دی بوتیل اتر نیز باید مورد بررسی قرار گیرد و در مقایسه با استخراج کننده (DNOS) بهترین را انتخاب نمود.
- استریپ طلا از فاز آلی با اسید اکسالیك باید مورد مطالعه و بررسی قرار گیرد.
- تعیین شرایط بهینه بازیابی طلا در اشل نیمه صنعتی برای تبدیل آن به یک پروژه صنعتی ضروری است.

منابع و مآخذ :

۱. گزارش شرکت ملی صنایع مس ایران - مرکز اطلاعات و آمار.
۲. محتشم، عبدالرحیم ۱۳۷۶ ، استخراج طلا و نقره و سلنیم از لجن آندی مس سرچشمه، پایان نامه کارشناسی ارشد شیمی ، دانشگاه تربیت معلم تهران
۳. رضوی زاده، حکمت ووقار، رامز ۱۳۷۲ متالورژی مس، چاپ دوم ، دانشگاه علم و صنعت ایران
۴. رشنوئی، کامران ۱۳۷۶ ، استخراج بهینه طلا و نقره از لجن الکترولیز ، پایان نامه کارشناسی ارشد دانشکده مواد دانشگاه تهران
۵. فرجی ، حسین ،جزوه متالورژی استخراجی فلزات غیر آهنی استاد دانشگاه صنعتی شریف .
۶. کفیری ،غلامرضا، ۱۳۷۸ محصولات جانبی مس و طرق فرآوری آنها ، سمینار کارشناسی ارشد ، دانشگاه تربیت مدرس
۷. نعمت اللهی ۱۳۷۱، حسین، کانه آرایی، انتشارات دانشگاه تهران

8. **Abdollahy M.** (1994); The treatment of Sar-Cheshmeh copper anode slimes, Leeds Univ. PhD. Thesis
9. **Wang et al .** (1981); Hydrometallurgical process for recovering precious metals from anode slimes; US. Patent 4293332
10. **Subramanian K. N.** (oct. 21 ,1980) ; "Process for the recovery of metal values from anode slimes" US. Patent 4229270
11. **Elkin E.M.** (March 1964); ETAL process for separately recovering selenium and tellurium US. patent 3127244
12. **Vaaler L.E.**(May 20 1958) ; Recovery of selenium US.patent 2835558
13. **Morrison B. H.** (1963) ; Recovery and separation of Se and Te by pressure leaching of copper refinery slime, International Symposium on "Unit processes in hydrometallurgy", Gordon and Breach Sci. Pub., New York, pp.227-49.
14. **Noguchi et al.** (1989) ; "Behaviour of anode impurities in copper electrorefining. Effect of Cu, As, Sb, and O in copper anode." ref number CA m (6): 47215z (in japanese).

15. **Heimala S. O. et al.** (1977) ; Hyrometallurgical process for the recovery of valuable components from the anode slime produced in the electrolytic refining of copper, US. pat. 4002544
16. **Morrison B. H.** (Sep. 13,1977) ; slimes treatment process , US. Pat. 4047939
17. **Yannopoulos J. C. et al.** (June 13,1978) ; treatment of copper refinery slimes ,Newmont exploration Ltd. US. Pat. 4094668
18. **Subramanian K. N., Nissen N. C., LLLis A., Thomas J. A.** (Nov. 1978); Recovering selenium from copper anode slimes, Society of Mining Eng. , pp. 1538- 42.
19. **Hoh Y. C. et al.** (1983) ; INER Process for recovering precious metals from copper refinery anode slimes , "Hydrometallurgy research development and plant practice" 3rd Int. Symp. Hdyromet. Atlanta Georgia AIME
20. **Sato J. et al.** (1976) ; "New process for copper anode slime treatment at the Hitachi smelter and refinery." Proceedings of the joint MMIJ-AIME meeting (98) , ref number CA 87 (6) : 42275v.
21. **Hoffmann J. E.** (July 1989) ; Advances in the extractive metallurgy of some rare and precious metals. Mineral industry international , Bulletin of the institution of mining & metallurgy No. 986
22. **Zhou T. L.** (1984) ; Hydrometallurgical treatment of copper anode slimes, Leeds Univ. PhD. Thesis
23. **Chillshe f.** (1993) ; Recovery of gold , silver and copper from copper refinery anode slimes, Leeds Univ. PG. Diploma Thesis
24. **Hoffmann J. L.** (1994); Hydrometallurgical processing of refinery slimes at Phelps Dodge: theory to practice in "Hydrometallurgy 94".
25. **Rice N. M. et al** (1988) ; Characterisation and leaching of copper refinery anode slimes, LUMA (Leeds univ. Mining Association) Magazine, pp. 63-74.
26. **Montoya-jurado J. L.** (1984) ; leaching of synthetic components of synthetic components of copper anode slimes, Leeds Univ. M.Sc. Thesis.
27. **Luo R.** (1990) ; An electrochemical study of the oxidative dissolution of synthetic copper-silver-selenide minerals in aqueous media, Leeds Univ. PhD. Thesis.
28. **Tinoco B. E. U.** (1991) ; The characterisation of Mexican copper anode slimes, Leeds Univ. PhD. Thesis.
29. **Habashi .F** (1993) ; "A text book of hydrometallurgy", Departmant of Mining & metallurgy ,Laval university ,Quebec City.
30. **Martinez. S. et al.** (1996); "The solvent extraction system Au(III)- Hcl- Cyanex 471X " Hydrometallurgy 43, pp1-12

واژه نامه انگلیسی به فارسی:

Alkaline pressure leaching	لیچینگ تحت فشار قلیایی
Anode slimes	لجن آندی
Aqua regia	تیزاب سلطانی
Aqueous solution	محلول آبی
Autoclave	اتوکلاو
Catalyst	کاتالیزور
Caustic solution	محلول سود سوزآور
Cementation	رسوب دهی، سمتاسیون
Clarification	زالال سازی
Concentration	تغلیظ
Corrosion	خوردگی
Decopperised slimes	لجن مس زدایی شده
Discharge gases	گازهای خروجی
Dissolution	انحلال
Electrowinning	الکترووینینگ
Extraction	استخراج
Flux	کمک ذوب
Gold	طلا
Hydrometallurgy	هیدرومتالورژی
Leaching	فروشویی
Liquid phase	فاز مایع
Liquor	مایع
Medium	محلول
Modifier	تقویت کننده، اصلاح کننده
Neutralise	خنثی کردن
Organic solution	محلول آلی
Parting	جداسازی
Precious metals	فلزات با ارزش

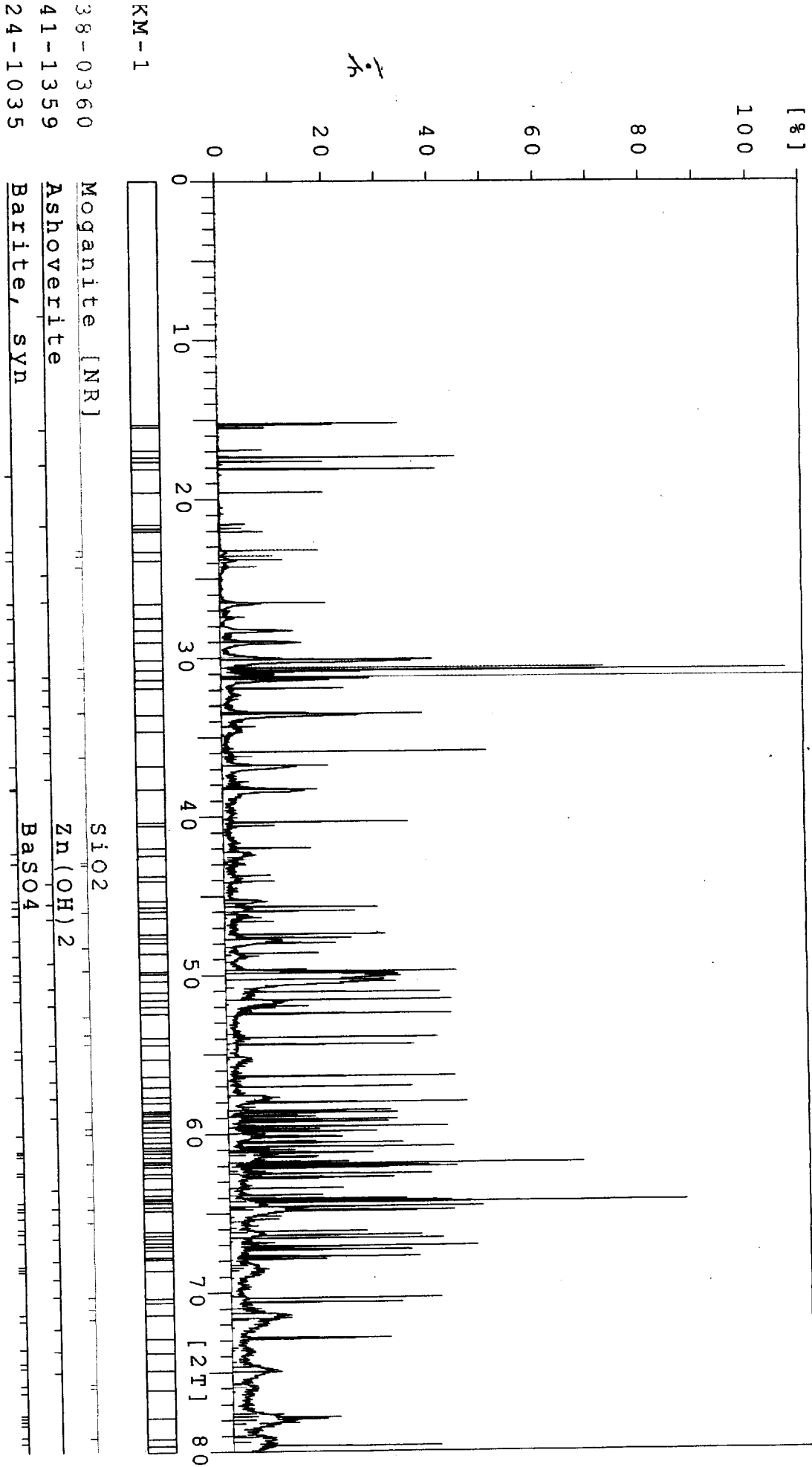
Precipitation	رسوب دهی
Pregnant solution	محلول باردار
Pressure leaching	حل کردن تحت فشار
Purification	خالص سازی
Pyrometallurgy	متالورژی حرارتی
Reaction	واکنش
Recovery	بازیابی
Recycle	بازیافت
Reduction	احیاء
Refinery	پالایش
Removal	حذف
Residue	پسماند جامد
Roasting	تشویه
Scrubbing	شستشوی ناخالصیها
Selective precipitation	رسوب انتخابی
Silver	نقره
Slag	سرباره
Slime	لجن
Slurry	گلاب
Solvent extraction	استخراج با حلال
Stripping	شستشو (انتقال از فاز آلی به آبی)
Treatment	عمل آوری
Valuable metals	فلزات با ارزش
Waste	باطله

واژه نامه فارسی به انگلیسی :

Autoclave	اتوکلاو
Reduction	احیاء
Extraction	استخراج
Solvent extraction	استخراج با حلال
Electrowinning	الکترووینینگ
Dissolution	انحلال
Waste	باطله
Recovery	بازیابی
Recycle	بازیافت
Refinery	پالایش
Residue	پسماند جامد
Roasting	تشویه
Modifier	تقویت کننده، اصلاح کننده
Aqua regia	تیزاب سلطانی
Parting	جداسازی
Removal	حذف
Pressure leaching	حل کردن تحت فشار
Purification	خالص سازی
Neutralise	خنثی کردن
Corrosion	خوردگی
Selective precipitation	رسوب انتخابی
Cementation	رسوب دهی، سمتاسیون
Precipitation	رسوب دهی
Clarification	زالال سازی
Slag	سرباره
Stripping	شستشو (انتقال از فاز آلی به آبی)
Scrubbing	شستشوی ناخالصیها
Gold	طلا

Treatment	عمل آوری
Concentration	تغلیظ
Liquid phase	فاز مایع
Leaching	فروشویی
Precious metals	فلزات با ارزش
Valuable metals	فلزات با ارزش
Catalyst	کاتالیزور
Flux	کمک ذوب
Discharge gases	گازهای خروجی
Slurry	گلاب
Alkaline pressure leaching	لیچینگ تحت فشار قلیایی
Slime	لجن
Anode slimes	لجن آنودی
Decopperised slimes	لجن مس زدایی شده
Liquor	مایع
Pyrometallurgy	متالورژی حرارتی
Medium	محلول
Aqueous solution	محلول آبی
Organic solution	محلول آلی
Pregnant solution	محلول باردار
Caustic solution	محلول سود سوزآور
Reaction	واکنش
Silver	نقره
Hydrometallurgy	هیدرومتالورژی

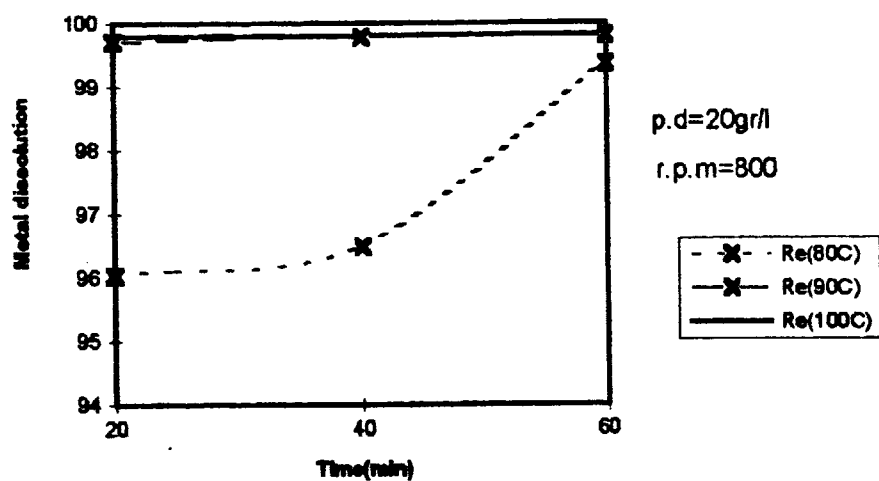
پیوست ۱



آنالیز کیفی (XRD) ته ریز استوب سیکلون

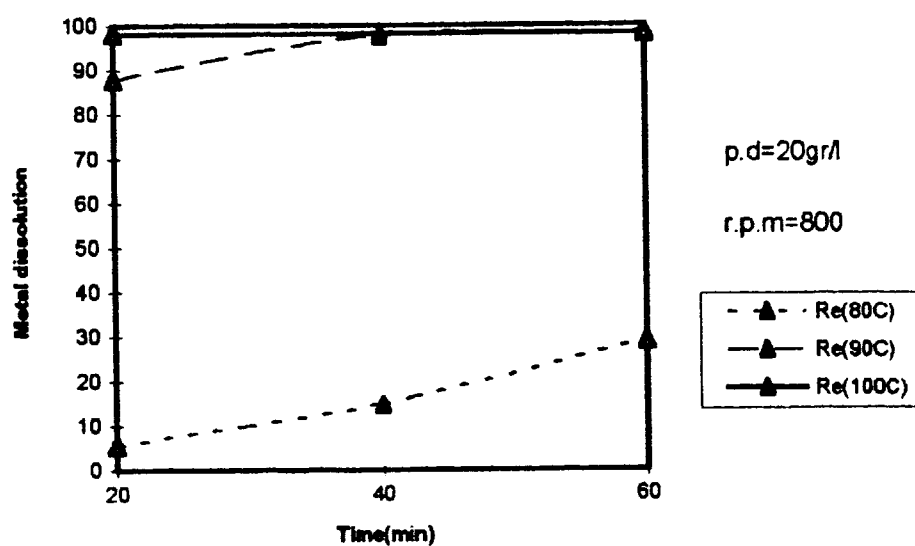
پیوست ۲

Test No.	Acidity(M)	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	2	20	96.03	99.71	99.8
2	2	40	96.48	99.78	99.81
3	2	60	99.35	99.8	99.82



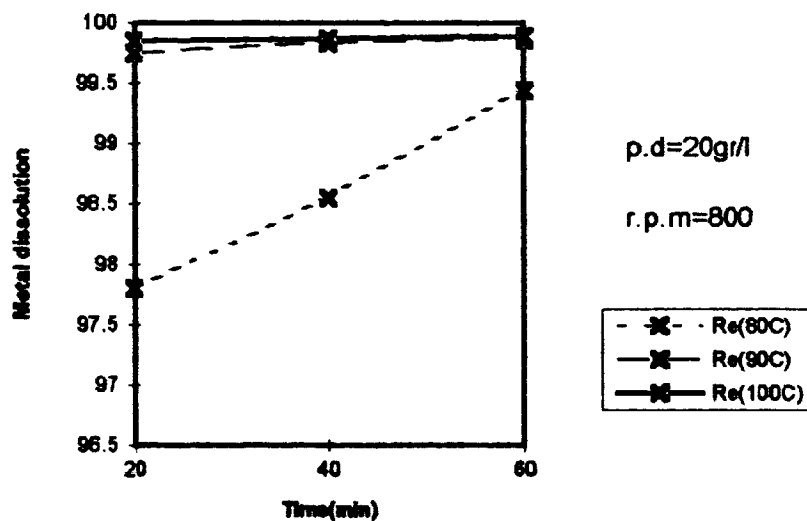
شکل (۱) اثر زمان بر روی حل شدن مس

Test No.	Acidity(M)	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	2	20	6.43	87.7	98.1
2	2	40	14.7	97.54	98.2
3	2	60	28.8	98	98.3



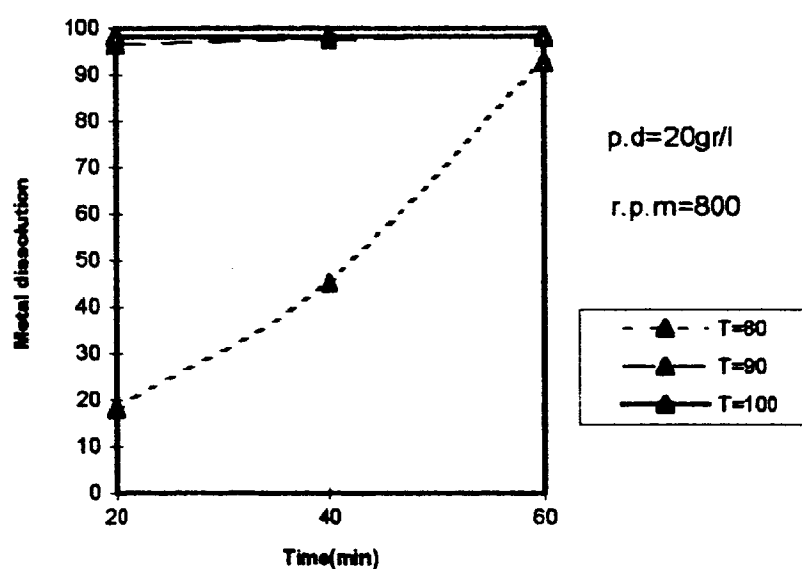
شکل (۲) اثر زمان بر روی حل شدن نقره

Test No.	Acidity	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	3	20	97.8	99.76	99.86
2	3	40	98.65	99.83	99.87
3	3	60	99.44	99.86	99.89



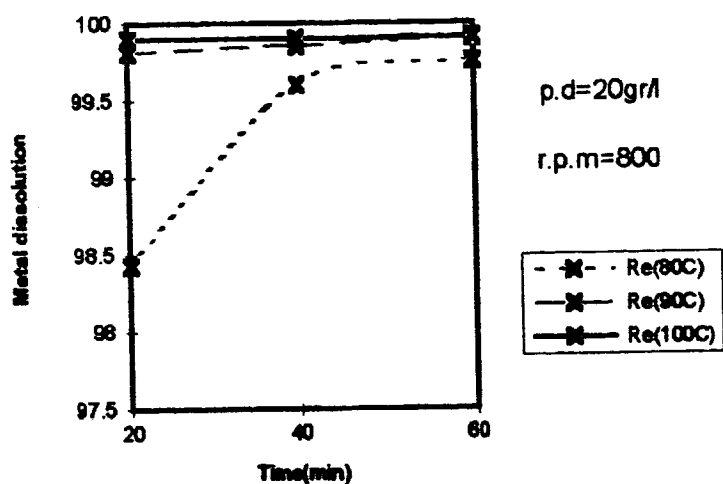
شکل (۲) اثر زمان بر روی حل شدن مس

Test No.	Acidity	Time(min)	T=80	T=90	T=100
1	3	20	18.07	96.48	98.2
2	3	40	45.22	97.53	98.3
3	3	60	92.69	98	98.4



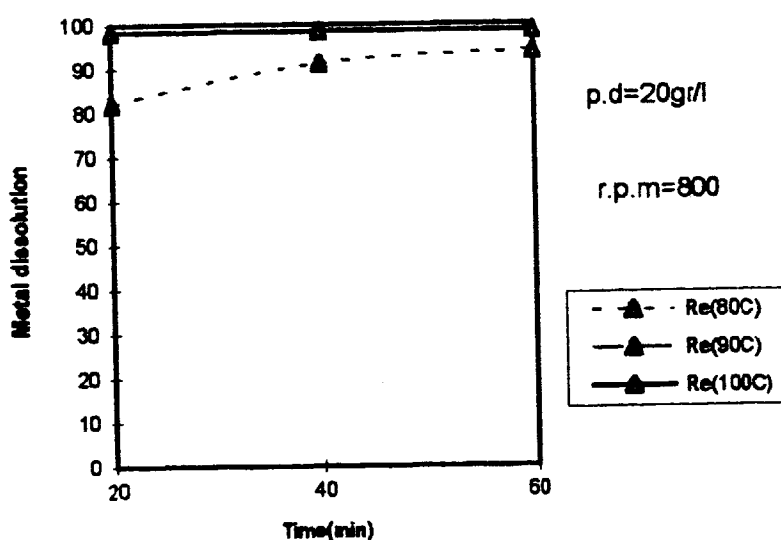
شکل (۴) اثر زمان بر روی حل شدن نقره

Test No.	Acidity	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	4	20	98.43	99.81	99.9
2	4	40	99.6	99.85	99.9
3	4	60	99.75	99.9	99.91



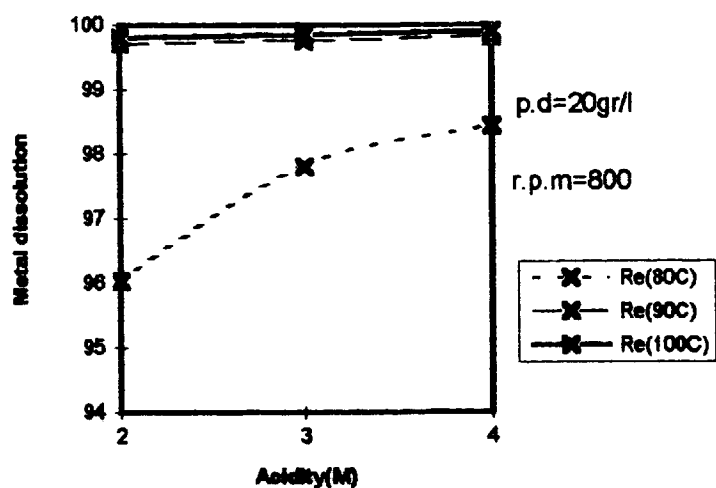
شکل (۵) اثر زمان بر روی حل شدن مس

Test No.	Acidity	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	4	20	81.99	98.2	98.3
2	4	40	91.1	98.3	98.5
3	4	60	93.88	98.5	98.6



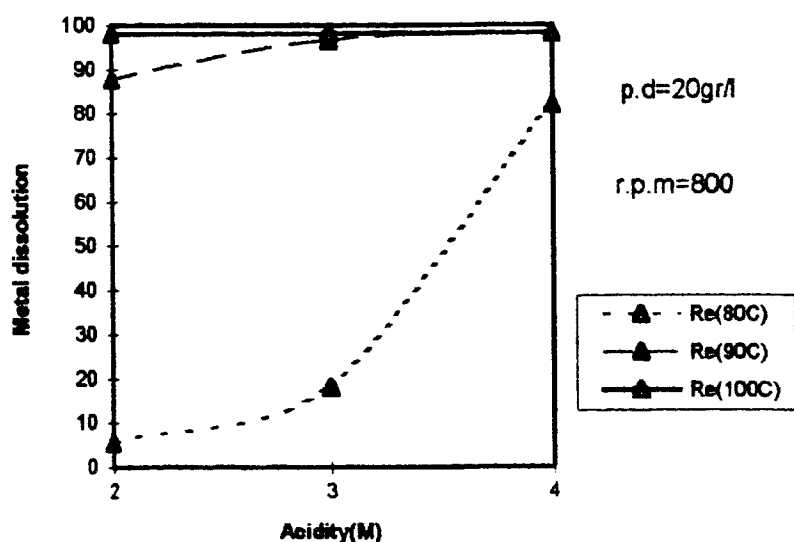
شکل (۶) اثر زمان بر روی حل شدن نقره

Test No.	Time	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	20	2	96.03	99.71	99.8
2	20	3	97.8	99.75	99.85
3	20	4	98.43	99.81	99.9



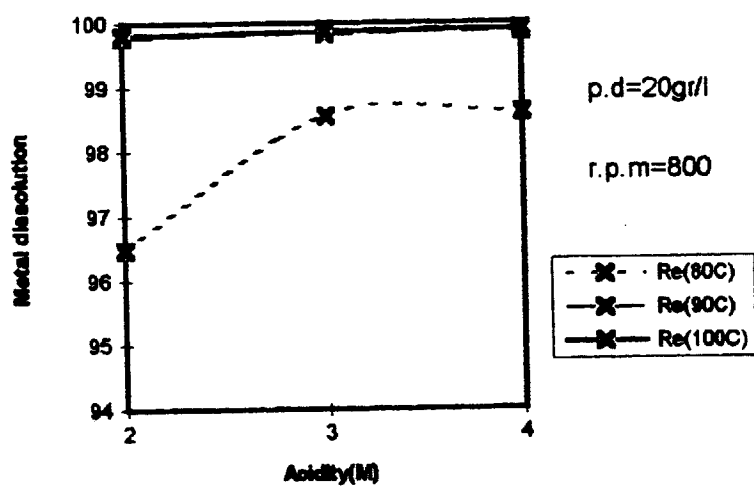
شکل (۷) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن مس

Test No.	Time(min)	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	20	2	5.43	87.7	98.1
2	20	3	18.07	96.48	98.2
3	20	4	81.99	98.2	98.3



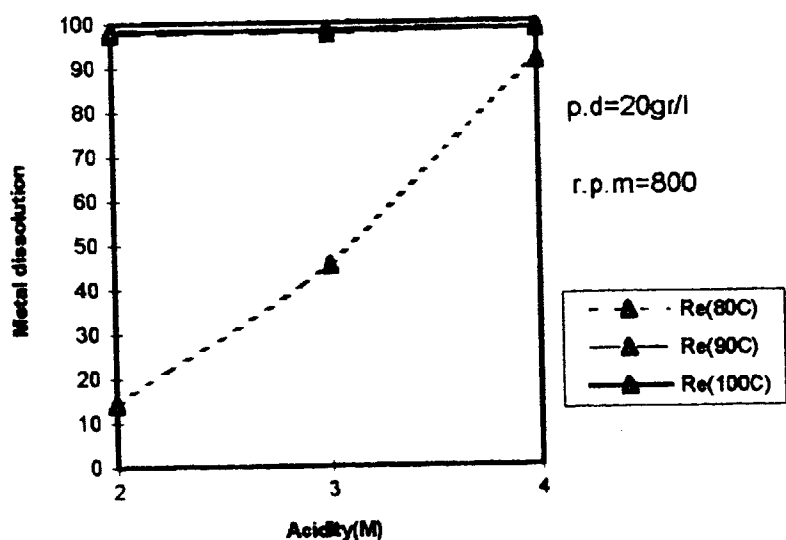
شکل (۸) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن نقره

Test No.	Time	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	40	2	96.48	99.78	99.81
2	40	3	98.55	99.83	99.87
3	40	4	98.6	99.85	99.9



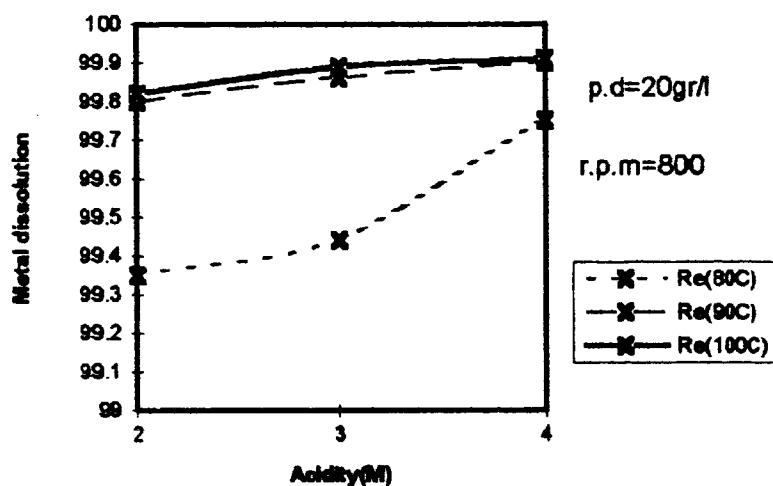
شکل (۹) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن مس

Test No.	Time(min)	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	40	2	14.07	97.54	98.2
2	40	3	45.22	97.53	98.3
3	40	4	91.1	98.3	98.5



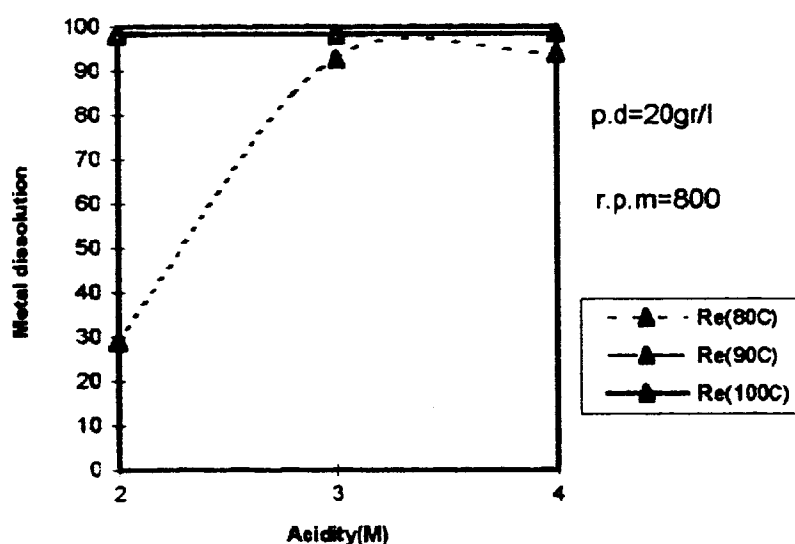
شکل (۱۰) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن نقره

Test No.	Time	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	60	2	99.35	99.8	99.82
2	60	3	99.44	99.86	99.89
3	60	4	99.75	99.9	99.91



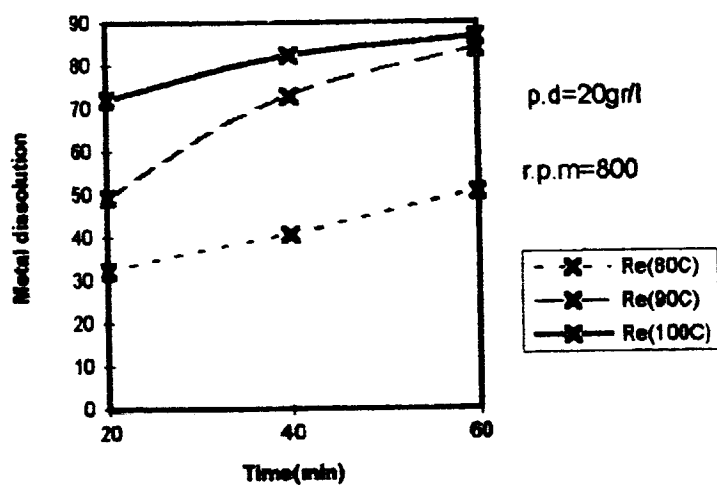
شکل (۱۱) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن مس

Test No.	Time(min)	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	60	2	28.8	98	98.3
2	60	3	92.69	98	98.4
3	60	4	93.88	98.5	98.6



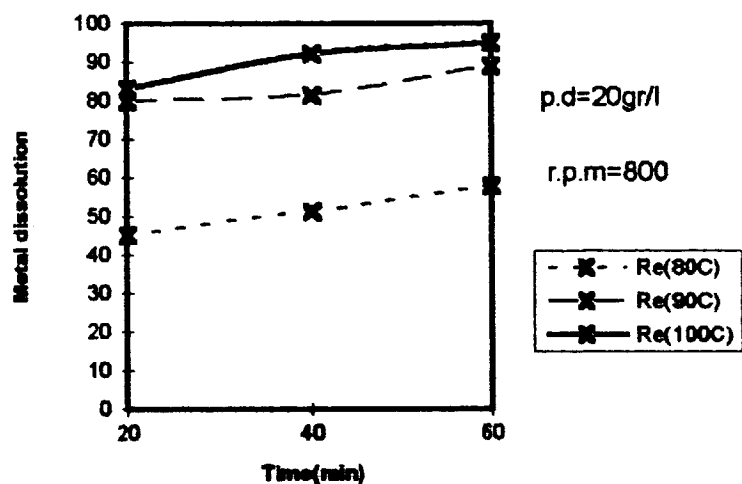
شکل (۱۲) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن نقره

Test No.	Acidity(M)	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	2	20	32.2	49.28	72.06
2	2	40	40.53	72.71	82.32
3	2	60	50.48	83.72	86.69



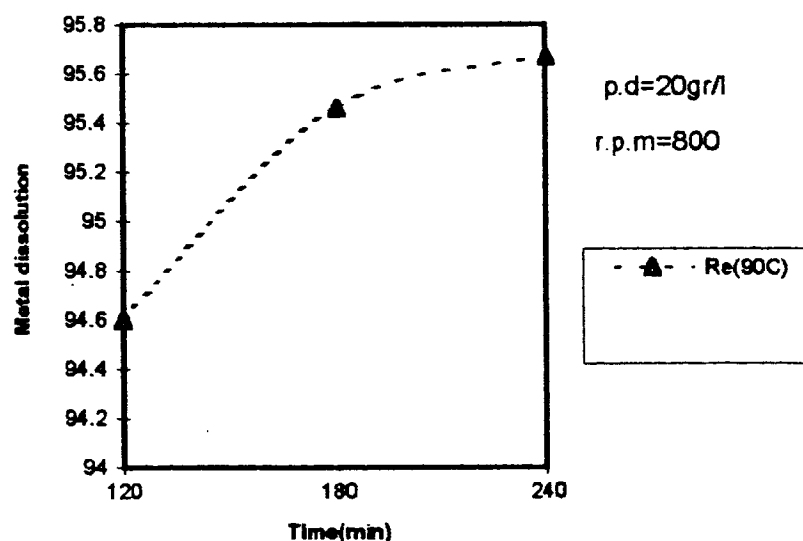
شکل (۱۳) اثر زمان بر روی حل شدن ستنیم

Test No.	Acidity(M)	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	3	20	45.12	79.85	83.17
2	3	40	51.21	81.32	92.13
3	3	60	57.67	88.8	94.85



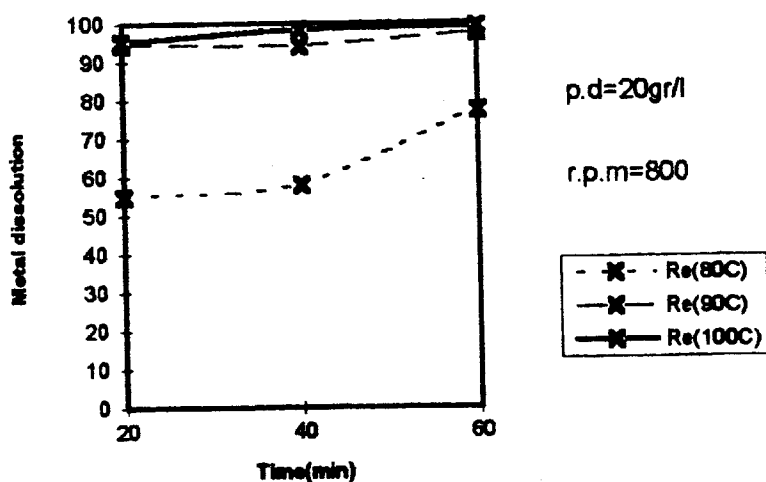
شکل (۱۴) اثر زمان بر روی حل شدن سلتیم

Test No.	Acidity(M)	Time(min)	Re(90C)
1	3	120	94.6
2	3	180	95.46
3	3	240	95.67



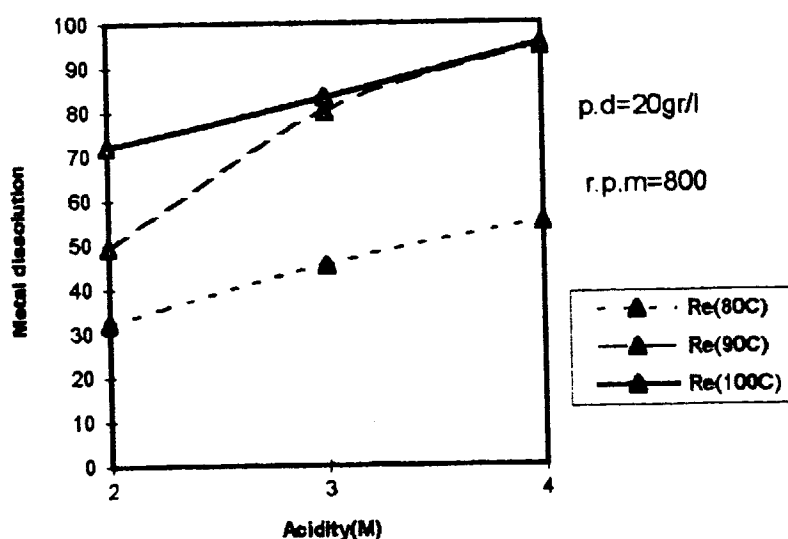
شکل (۱۵) اثر زمان بر روی حل شدن سلتیم

Test No.	Acidity	Time(min)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	4	20	54.8	94.57	95.23
2	4	40	57.87	93.99	98.34
3	4	60	77.17	97.4	99.11



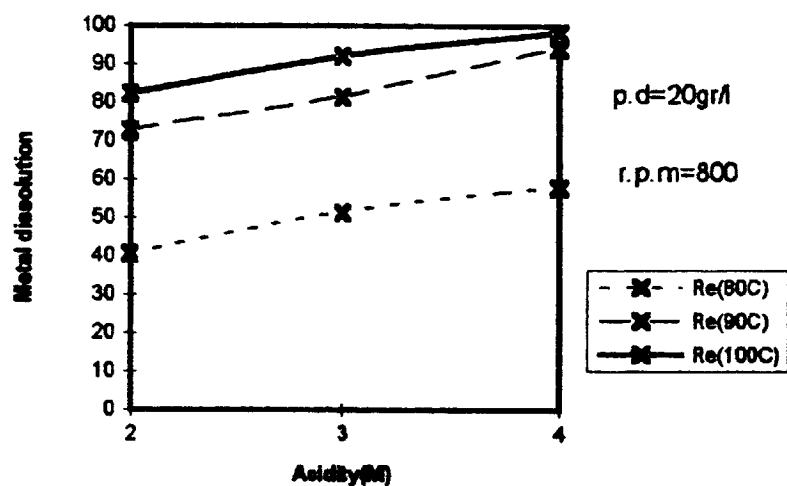
شکل (۱۱) اثر زمان بر روی حل شدن سلتیم

Test No.	Time(min)	Acidity	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	20	2	32.2	49.28	72.06
2	20	3	45.12	79.85	83.17
3	20	4	54.8	94.57	95.23



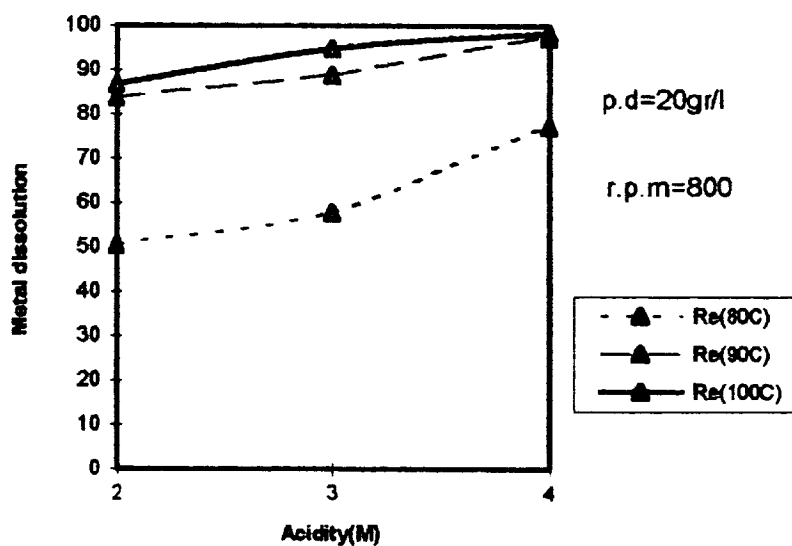
شکل (۱۷) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن سلتیم

Test No.	Time	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	40	2	40.53	72.71	82.32
2	40	3	51.21	81.32	92.13
3	40	4	57.87	93.99	98.34



شکل (۱۸) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن سلتیم

Test No.	Time(min)	Acidity(M)	Re(80C)	Re(90C)	Re(100C)
1	60	2	50.48	83.72	86.69
2	60	3	57.67	88.8	94.85
3	60	4	77.17	97.4	98.34



شکل (۱۹) اثر غلظت اسید بر روی حل شدن سلتیم

Abstract:

The thesis was done for the recovery of gold from Sar-Cheshmeh copper anode slimes using hydrometallurgical methods.

Copper anode slimes are made up of those components of the anodes which are not soluble in the electrolyte. They contain varying quantities of precious metals like gold, silver, selenium and tellurium. They are extracted as a by product of copper production process. Copper anode slimes contain 9.41% selenium, 12.86% copper, 3.35% silver and 0.1% gold.

Before leaching process, desliming was achieved by stubcyclone so as to remove some barite (transported to underflow) and concentrate precious metals that are generally fine-grained and are concentrated in the stubcyclone overflow. Therefore in the leaching stage the overflow product was leached, and consequently the consumption of chemical materials was noticeably reduced.

In leaching process of slimes by nitric acid, all three elements: copper, silver and selenium were firstly removed and gold remained in residue. The effects of acid concentration, temperature and time on the extraction of copper, silver and selenium were investigated and finally the optimum conditions were determined ($T=90^{\circ}\text{C}$, Acidity=3 M, Time=2 hr.) In such conditions more than 99% of copper, 98% of silver and 94% of selenium was removed.

To extract gold from slimes, the residue from previous stage was leached by aqua regia (a combination of nitric acid and hydrochloric acid). The effect of acids ratio, temperature and time were investigated and similar results were obtained. Therefore the optimum conditions for leaching were obtained ($T=60^{\circ}\text{C}$, $\text{HCl}:\text{HNO}_3=1:1$, Time=1 hr.).

In order to purify the leach solution containing gold, solvent extraction method using *DNOS* as an extractant was used. The results showed that the recovery of gold in a single stage was obtained %98.43 (A/O=10:1). In other words less than 2% of whole gold remained in the aqueous phase. Then the loaded organic phase was stripped by NH_4OH and $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ but the obtained results were not favourable, only 3% and 15% of gold transferred into the aqueous phase, respectively.

Finally purification of leach solution containing silver was achieved using *DNOS* as an extractant and NH_4OH as a strip solution .

The primary results showed good extraction of silver by *DNOS* . The extraction and stripping of silver were obtained 99.6% and 62% respectively . To obtain complete recovery more research were required.

keywords; Recovery - Gold - Sar-Cheshmeh - Copper anode slimes - hydrometallurgy



T.M.U

**A Thesis Presented for the Degree of Master of Science in
Mining Engineering**

School of Engineering

Tarbiat Modarres University

**The recovery of gold from Sar-Cheshmeh copper anode
slimes using hydrometallurgical methods**

By:

Gholamreza kafiry

Supervisor:

Dr. M.Abdollahy

Advisor:

S.M.J.Koleini

april 2001