



معاونت پژوهش و فناوری



جمهوری اسلامی ایران

جهد دانشگاهی تربیت مدرس
پژوهشکده فرآوری مواد معدنی
گروه پژوهشی مهندسی فرآوری مواد معدنی

گزارش نهایی

پرعیارسازی کانسنگ اکسیده کم عیار روی بمنظور رفع
مشکلات عملیاتی لیچینگ و فیلتراسیون و امکان استفاده از
آنها بعنوان خوراک کارخانجات روی با رویکرد فنی و
اقتصادی

کد طرح (۱۱-۲۱۵۵)

مجری:

رضا آرام

آبان ماه ۱۳۹۴

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ

شناسنامه گزارش

عنوان گزارش: گزارش نهایی طرح پژوهشی

شماره ویرایش: اول

عنوان فارسی طرح پژوهشی: پرعبارسازی کانسنگ اکسیده کم عیار روی بمنظور رفع مشکلات عملیاتی لیچینگ و فیلتراسیون و امکان استفاده از آنها بعنوان خوراک کارخانجات روی با رویکرد فنی و اقتصادی

عنوان انگلیسی طرح:

Pre-treatment of the low-grade oxidized zinc ores to overcome leaching and filtration operational problems and using it as zinc plants feed with technical and economical approach

کد طرح: ۱۱-۲۱۵۵

نام فایل گزارش: Zinc oxide leaching

تالیف کننده‌ها: رضا آرام

ویرایش علمی: رضا آرام

ویرایش ادبی: رضا آرام

تاریخ طرحنامه: ۹۲/۰۹/۰۳

تاریخ تصویب در شورای بررسی نهایی طرح‌ها: ۹۲/۰۹/۱۶

تاریخ شروع اجرای طرح: ۹۲/۱۰/۰۳

سطح دسترسی به سند: محرمانه (بدون موافقت کتبی، نسخه برداری یا تکثیر ممنوع است)

نام مسئول یا همکار	محل استخدام	تخصص	عناوین فعالیت در طرح	کارکرد (ساعت)
رضا آرام	واحد تربیت مدرس	فرآوری مواد معدنی	طراحی، تحلیل آزمایشها و تالیف گزارشها	۱۶۰۰
محمد رضا مرادی	"	"	انجام آزمایشها در آزمایشگاه	۱۲۰۰
محسن ایوب زاده	"	"	نمونه برداری و آماده سازی نمونه	۹۵۰
سید حسن مظلومی	کارخانه روی دندی	شیمی	مشاوره در باره لیچینگ روی و فیلتراسیون	۲۵۰

سازمان مجری: جهاد دانشگاهی تربیت مدرس-پژوهشکده فرآوری مواد معدنی

گروه مجری: گروه کانه آرایی و هیدرومتالورژی

نشانی: کرج-کیلومتر ۱۰ اتوبان قزوین-مجتمع تحقیقاتی جهاد دانشگاهی-ساختمان جی ۶

تلفن محل کار تالیف کننده اصلی: ۰۲۶-۳۴۷۶۴۰۲۷

نشانی پست الکترونیک تالیف کننده اصلی: Reza_arami@yahoo.com

فهرست مطالب

صفحه

عنوان

	فصل اول- انجام مطالعات اولیه و تئوریک پیرامون روشهای پر عیار سازی کانه‌های اکسیده کم عیار روی	
۲	۱-۱ فلز روی	
۲	۲-۱ تاریخچه روی	
۴	۳-۱ کاربرد فلز و ترکیبات روی	
۵	۴-۱ زمین شناسی روی	
۶	۵-۱ کانیهای روی	
۶	۱-۵-۱ اسفالریت	
۷	۲-۵-۱ اسمیت زونیت	
۷	۳-۵-۱ همی مورفیت	
۷	۴-۵-۱ زنسیت (زنکیت)	
۸	۵-۵-۱ ویلمایت	
۸	۶-۵-۱ فرانکلینیت	
۸	۶-۱ فرآیند تولید روی	
۹	۱-۶-۱ آماده‌سازی کنسانتره (خوراک روی)	
۱۳	۲-۶-۱ لیچینگ کانه اکسیده روی	
۱۸	۳-۶-۱ خنثی سازی	
۲۰	۴-۶-۱ عملیات جداسازی فاز مایع از جامد	
۲۰	۵-۶-۱ خالص سازی محلول سولفات روی	
۲۲	۶-۶-۱ الکترووینینگ روی	
۲۴	۷-۱ روشهای پیش‌فرآوری کانسنگ اکسیده کم عیار روی	
۲۴	۱-۷-۱ روشهای ثقلی	
۳۴	۲-۷-۱ روش پرعیارسازی مغناطیسی	
۳۵	۳-۷-۱ روش فلوتاسیون	
۴۲	۴-۷-۱ عمل آوری حرارتی کنسانتره	

فصل دوم - نمونه برداری، آماده سازی و آنالیزهای شناسایی نمونه

۴۴	۱-۲ معدن مهدی آباد یزد
۴۴	۲-۲ نمونه برداری و آماده سازی نمونه
۴۴	۳-۲ آنالیز سرندی
۴۵	۴-۲ عیارسنجی نمونه
۴۵	۵-۲ آنالیز XRD
۴۷	۶-۲ آنالیز XRF
۴۷	۷-۲ مطالعات کانی شناسی و میکروسکوپی
۴۸	۱-۷-۲ مقاطع صیقلی
۵۰	۲-۷-۲ تیغه نازک
۵۱	۸-۲ مطالعه درجه آزادی کانیها

فصل سوم - خواص سنجی و شناسایی دقیق نمونه

۵۵	۱-۳ مقدمه
۵۷	۲-۳ آزمایش های غرق و شناورسازی
۵۹	۳-۳ بخش بخش کردن مغناطیسی
۶۳	۴-۳ مطالعات کانی شناسی و میکروسکوپی
۶۳	۱-۴-۳ مطالعات میکروسکوپی نوری
۶۵	۲-۴-۳ مطالعات میکروسکوپی الکترونی (SEM)
۶۶	۵-۳ نتایج مطالعات کانی شناسی و میکروسکوپی
۶۶	۱-۵-۳ درگیری، قفل شدگی و درجه آزادی کانیها
۶۶	۲-۵-۳ کانی های روی در کانسنگ اکسیده روی مهدی آباد
۶۹	۳-۵-۳ عناصر و کانیهای مضر
۷۰	۴-۵-۳ توزیع کانیها در کانسنگ اکسیده مهدی آباد
۷۱	۵-۵-۳ توزیع روی در کانیهای روی

فصل چهارم - آزمایشهای پیش تغلیظ نمونه

۷۳	۱-۴ مقدمه
۷۳	۲-۴ میز لرزان
۷۴	۳-۴ مولتی گراویتی (MGS)
۷۵	۴-۴ جدایش مغناطیسی

۷۶	۱-۴-۴ جدایش مغناطیسی خشک
۷۹	۲-۴-۴ جدایش مغناطیسی تر
۸۱	۵-۴ روش فلوتاسیون
۸۱	۱-۵-۴ روش مستقیم (آنیونی)
۸۴	۲-۵-۴ روش غیر مستقیم (کاتیونی)

فصل پنجم - لیچینگ روی و طراحی آزمایش

۸۷	۵-۱ مقدمه
۸۷	۲-۵ کلسیناسیون کانسنگ روی
۸۸	۳-۵ روال انجام آزمایش لیچینگ روی
۹۰	۴-۵ ابزار مورد استفاده برای فیلتراسیون پالپ لیچ
۹۰	۵-۵ آزمونهای لیچینگ روی نمونه‌های مکلس
۹۳	۶-۵ طراحی و شرح آزمایش‌ها
۹۳	۷-۵ بهینه‌سازی یک فرآیند
۹۴	۱-۷-۵ خطوط راهنما برای طراحی آزمایش‌ها
۹۴	۱-۱-۷-۵ درک و بیان مسأله
۹۴	۲-۱-۷-۵ انتخاب متغیر پاسخ
۹۴	۳-۱-۷-۵ انتخاب عامل‌ها، سطوح و دامنه‌ها
۹۵	۴-۱-۷-۵ تعیین سطوح عوامل
۹۵	۸-۵ انتخاب طرح آزمایش
۹۶	۹-۵ انجام آزمایش
۹۶	۱۰-۵ شرایط ثابت در همه‌ی آزمایش‌ها
۹۶	۱۱-۵ تجزیه و تحلیل آماری داده‌ها
۱۲	۱-۱۱-۵ تحلیل نتایج با استفاده از نرم افزار DX7
۹۷	۱-۱-۱۱-۵ پاسخ بازیابی
۹۹	۲-۱-۱۱-۵ آنالیز واریانس مدل پیشنهادی
۱۰۴	۳-۱-۱۱-۵ بهینه‌سازی پاسخ بازیابی
۱۰۶	۲-۱۱-۵ آنالیز SEM نمونه
۱۰۶	۱-۲-۱۱-۵ نمونه اولیه خوراک
۱۰۷	۲-۲-۱۱-۵ نمونه تکلیس شده خوراک
۱۰۹	۳-۲-۱۱-۵ پسماند لیچ

۱۱۱-۵-۱۱-۳ آزمایش خنثی سازی و ترسیب ناخالصی‌ها.....

فصل ششم- تغلیظ محلول روی به روش استخراج با حلال (SX)

۱-۶	مقدمه.....	۱۱۴
۲-۶	مکانیزم استخراج با حلال آلی.....	۱۱۵
۳-۶	طراحی آزمایش.....	۱۱۵
۱-۳-۶	مواد.....	۱۱۶
۲-۳-۶	انتخاب عامل‌ها، سطوح و دامنه‌ها.....	۱۱۶
۳-۳-۶	تعیین سطوح عوامل.....	۱۱۶
۴-۳-۶	انتخاب طرح آزمایش.....	۱۱۷
۴-۶	انجام آزمایش.....	۱۱۷
۵-۶	تحلیل نتایج با استفاده از نرم افزار تاگوچی.....	۱۱۷
۱-۵-۶	پاسخ بازیابی.....	۱۱۷
۲-۵-۶	آنالیز واریانس مدل پیشنهادی.....	۱۱۸
۳-۵-۶	بهینه‌سازی پاسخ بازیابی.....	۱۱۸
۴-۵-۶	آزمایش پیشنهادی نرم افزار (آزمایش بهینه).....	۱۲۲
۶-۶	رسم ایزوترم استخراج.....	۱۲۳
۷-۶	فرآیند شستشو (استریپینگ).....	۱۲۵

فصل هفتم- بررسی فنی و اقتصادی تولید شمش روی از خاک مهدی آباد با لیچینگ اسیدی

۱-۷	مقدمه.....	۱۲۸
۲-۷	مشخصات فرآیند.....	۱۲۸
۳-۷	هزینه‌های سرمایه‌گذاری تجهیزات اصلی کارخانه.....	۱۲۹
۴-۷	وسایل نقلیه عمومی و حمل و نقل.....	۱۳۰
۵-۷	هزینه‌های تاسیساتی عمومی.....	۱۳۱
۶-۷	هزینه‌های تجهیزات عمومی.....	۱۳۱
۷-۷	هزینه‌های تاسیساتی کارخانه.....	۱۳۲
۸-۷	هزینه‌های قبل از بهره‌برداری.....	۱۳۳
۹-۷	هزینه‌های پرسنلی برای کارخانه.....	۱۳۴
۱۰-۷	هزینه‌های مصرفی کارخانه.....	۱۳۵
۱۱-۷	هزینه‌های جاری.....	۱۳۶

۱۳۶ خلاصه سرمایه‌گذاری در بخش‌های مختلف کارخانه
۱۳۷ سرمایه در گردش
۱۳۸ استهلاک
۱۳۹ D.C.F روش به روش
۱۴۵ پیوست ۱- آنالیز XRF
۱۴۶ پیوست ۲- آنالیز XRD
۱۴۸ پیوست ۳- مطالعات مقاطع صیقلی و نازک
۱۶۴ (۳) فهرست منابع و مآخذ

Archive of SID

فهرست جداول

صفحه	عنوان
۲	جدول ۱-۱. مشخصات فلز روی
۲۲	جدول ۲-۱. تاثیر ناخالصیهای همراه روی در فرآیند الکترولیز
۲۵	جدول ۳-۱. شرایط جدایش ثقلی با توجه به ابعاد ذرات نسبت به معیار پر عیار سازی
۲۷	جدول ۴-۱. کانی‌های تشکیل دهنده کانه اکسیده کم عیار روی و وزن مخصوص آنها
۳۴	جدول ۵-۱. تاثیر پذیری مغناطیسی کانیهای موجود در کانسنگ اکسیده روی مهدی آباد
۳۹	جدول ۶-۱. معرف های مورد استفاده در آزمایشات فلوتاسیون اسمیت زونیت
۴۵	جدول ۱-۲. تجزیه سرندي نمونه روی اکسیده کم عیار مهدی آباد
۴۶	جدول ۲-۲. کانیهای موجود در نمونه روی اکسیده کم عیار مهدی آباد
۴۷	جدول ۳-۲. نتایج حاصل از آنالیز XRF روی اکسیده مهدی آباد
۵۲	جدول ۴-۲. درجه آزادی کانیهای روی در مقاطع صیقلی با دانه بندی مختلف
۵۶	جدول ۱-۳. نتایج آنالیز XRF نمونه های آنالیز سرندي
۵۶	جدول ۲-۳. نتایج آنالیز XRD نمونه SPM آنالیز سرندي
۵۷	جدول ۳-۳. درصد کانی های موجود در کانسنگ مهدی آباد از نمونه SPM
۵۸	جدول ۴-۳. وزن مخصوص کانی‌های موجود در کانسنگ
۵۸	جدول ۵-۳. نتایج آزمایش غرق و شناورسازی
۶۰	جدول ۶-۳. مقدار تأثیر پذیری مغناطیسی برای کانی‌های موجود در کانسنگ
۷۱	جدول ۷-۳. توزیع کانی‌های موجود در کانسنگ مهدی آباد
۷۱	جدول ۸-۳. توزیع روی در کانی‌های روی موجود در کانسنگ مهدی آباد
۷۳	جدول ۱-۴. شرایط آزمایش میز لرزان روی کانسنگ مهدی آباد
۷۴	جدول ۲-۴. نتایج آزمایش میز لرزان روی کانسنگ مهدی آباد
۷۵	جدول ۳-۴. شرایط آزمایش مولتی گراویتی (MGS) بر روی کانسنگ مهدی آباد
۷۵	جدول ۴-۴. نتایج آزمایش مولتی گراویتی (MGS) بر روی کانسنگ مهدی آباد
۷۶	جدول ۵-۴. اطلاعات مربوط به نحوه آزمایش جداکننده مغناطیسی
۷۷	جدول ۶-۴. میزان درصد روی و آهن در خوراک دستگاه جداکننده مغناطیسی
۷۷	جدول ۷-۴. نتایج حاصل از آزمایش جداکننده مغناطیسی خشک
	جدول ۸-۴. درصد توزیع روی و آهن در محصول غیر مغناطیسی و درصد توزیع آهن در محصولات
۷۹	مغناطیسی و میانی
۷۹	جدول ۹-۴. شرایط آزمایش مغناطیسی تر بر روی کانسنگ مهدی آباد

جدول ۴-۱۰	اطلاعات مربوط به نحوه آزمایش جداکننده مغناطیسی تر	۸۰
جدول ۴-۱۱	عیار آهن و روی در جدایش مغناطیسی تر نمونه روی مهدی آباد	۸۰
جدول ۴-۱۲	شرایط آزمایش فلوتاسیون مستقیم بر روی کانسنگ روی با استفاده از سیلیکات سدیم	۸۳
جدول ۴-۱۳	نتایج آزمایش فلوتاسیون مستقیم بر روی کانسنگ روی با استفاده از سیلیکات سدیم	۸۳
جدول ۴-۱۴	شرایط آزمایش فلوتاسیون مستقیم کانیهای روی با استفاده از نشاسته	۸۳
جدول ۴-۱۵	نتایج آزمایش فلوتاسیون مستقیم بر روی کانسنگ روی با استفاده از نشاسته	۸۳
جدول ۴-۱۶	شرایط آزمایش فلوتاسیون معکوس بر روی نمونه کانسنگ مهدی آباد	۸۴
جدول ۴-۱۷	نتایج آزمایش فلوتاسیون معکوس بر روی کانسنگ روی مهدی آباد	۸۴
جدول ۵-۱	تکلیس نمونه روی با دانه بندی و دمای مختلف	۸۸
جدول ۵-۲	مشخصات پمپ خلا	۹۰
جدول ۵-۳	شرایط ثابت آزمونهای لیچینگ روی نمونههای مختلف	۹۱
جدول ۵-۴	نرخ فیلتراسیون پالپ لیچ و شستشوی پسماند در حالت تکلیس در دانه بندی و دمای مختلف	۹۱
جدول ۵-۵	بازیابی روی از محلول پالپ لیچ در حالتهاى مختلف تکلیس	۹۲
جدول ۵-۶	بازیابی روی از محلول شستشوی پسماند در حالتهاى مختلف تکلیس	۹۲
جدول ۵-۷	بازیابی کل روی در مراحل لیچینگ پالپ و شستشوی پسماند	۹۳
جدول ۵-۸	شرایط بهینه لیچینگ روی در مرحله تکلیس (آزمونهای تکمیلی اولیه)	۹۳
جدول ۵-۹	کاربرگ آزمایشهای طراحی شده با استفاده از نرم افزار DX7	۹۸
جدول ۵-۱۰	مدل پیشنهادی نرم افزار DX7 برای بازیابی	۹۸
جدول ۵-۱۱	نقصان در برازش مدل پیشنهادی نرم افزار DX7 برای بازیابی	۹۹
جدول ۵-۱۲	اطلاعات ANOVA مدل	۹۹
جدول ۵-۱۳	معیارهای آماری مدل	۱۰۰
جدول ۵-۱۴	معادله مدل کد شده	۱۰۰
جدول ۵-۱۵	معادله مدل حقیقی	۱۰۰
جدول ۵-۱۶	شرایط آزمایش لیچینگ روی (پیشنهادی DX7)	۱۰۵
جدول ۵-۱۷	مقادیر بازیابی روی در شرایط بهینه مختلف (پیشنهادی نرم افزار DX7)	۱۰۵
جدول ۵-۱۸	نتایج آزمایش لیچینگ روی در شرایط بهینه پیشنهادی	۱۰۶
جدول ۵-۱۹	نتایج آزمایش خنثی سازی آهن و منگنز	۱۱۱
جدول ۶-۱	میزان مجاز عناصر موجود در محلول ورودی به الکترووینینگ روی	۱۱۵
جدول ۶-۲	میزان غلظت عناصر موجود در محلول باردار	۱۱۶
جدول ۶-۳	پیکربندی آزمایش (صفحه اصلی)	۱۱۸

جدول ۴-۶. آنالیز واریانس	۱۱۸
جدول ۵-۶. شرایط و بازیابی بهینه.....	۱۱۹
جدول ۶-۶. اثرات اصلی (اثرات میانگین عوامل و اثرات متقابل).....	۱۱۹
جدول ۷-۶. غلظت و درصد استخراج روی، آهن و منگنز در محلول آبی پس از عمل SX.....	۱۲۳
جدول ۸-۶. نتایج مربوط به آزمایش منحنی استخراج.....	۱۲۴
جدول ۹-۶. نتایج آزمایش استخراج دو مرحله‌ای.....	۱۲۵
جدول ۱۰-۶. میزان غلظت یون‌های موجود در الکترولیت نهایی حاصل از شستشوی از فاز آلی.....	۱۲۶
جدول ۱-۷. مشخصات فرآیند تولید محلول سولفات روی و شمش روی.....	۱۲۸
جدول ۲-۷. هزینه سرمایه‌گذاری تجهیزات اصلی کارخانه.....	۱۲۹
جدول ۳-۷. وسایل نقلیه عمومی و حمل و نقل.....	۱۳۰
جدول ۴-۷. هزینه‌های تاسیساتی عمومی.....	۱۳۱
جدول ۵-۷. هزینه‌های تجهیزات عمومی.....	۱۳۱
جدول ۶-۷. هزینه‌های تاسیساتی کارخانه.....	۱۳۲
جدول ۷-۷. هزینه‌های قبل بهره‌برداری.....	۱۳۳
جدول ۸-۷. هزینه‌های پرسنلی برای کارخانه.....	۱۳۴
جدول ۹-۷. هزینه‌های مصرفی کارخانه.....	۱۳۵
جدول ۱۰-۷. هزینه‌های جاری.....	۱۳۶
جدول ۱۱-۷. خلاصه سرمایه‌گذاری در بخش‌های مختلف کارخانه.....	۱۳۶
جدول ۱۲-۷. سرمایه در گردش.....	۱۳۷
جدول ۱۳-۷. محاسبه استهلاک کارخانه.....	۱۳۸
جدول ۱۴-۷. محاسبات اقتصادی طرح به روش D.C.F.....	۱۳۹
جدول ۱۵-۷. خلاصه مطالعات اقتصادی طرح.....	۱۳۹

فهرست اشکال

صفحه	عنوان
۱۰	شکل ۱-۱. شمای ساده‌ای از روش فرآوری هیدرومتالورژیکی کنسانتره اکسیدی روی
۱۱	شکل ۲-۱. عملیات هیدرومتالورژی با استفاده از کلسین
۱۲	شکل ۳-۱. شمای ساده‌ای از روش مرسوم فرآوری هیدرومتالورژیکی مستقیم کانه‌های
۱۳	شکل ۴-۱. شمای ساده‌ای از روش ویژه فرآوری هیدرومتالورژیکی مستقیم کانه‌های
۱۶	شکل ۵-۱. ساختمان اسید سیلیسیک منومری
۱۷	شکل ۶-۱. ساختمان اسید سیلیسیک دایمری
۱۷	شکل ۷-۱. مکانیزم تشکیل پیوندهای سیلوکسان از گروه‌های منومر
۲۰	شکل ۸-۱. شمای عملیاتی جداسازی محلول شفاف از پسماند لیچ بعد از مرحله خنثی سازی
۲۳	شکل ۹-۱. بلوک دیاگرام کارخانه ۷۰۰۰ تنی شمش روی کالسیمین
۲۵	شکل ۱۰-۱. ابعاد دانه‌های قابل آرایش به روش ثقلی نسبت به چگالی موثر
۲۶	شکل ۱۱-۱. حدود ابعاد مناسب برای روش‌های رایج ثقلی
۲۸	شکل ۱۲-۱. جدایش کلسیت و دولومیت از سایر کانیها در حد جدایش ۳ با استفاده از
۲۹	شکل ۱۳-۱. نمونه‌ای از یک دستگاه اسپیرال آزمایشگاهی
۲۹	شکل ۱۴-۱. نمایی از مقطع اسپیرال
۳۰	شکل ۱۵-۱. اسپیرال آزمایشگاهی دانشگاه تربیت مدرس
۳۰	شکل ۱۶-۱. نحوه قرارگیری تیغه جداکننده در اسپیرال
۳۱	شکل ۱۷-۱. نمایی از میز لرزان
۳۲	شکل ۱۸-۱. نحوه جدایش مواد در سطح میز لرزان
۳۲	شکل ۱۹-۱. نحوه قرارگیری ذرات در جریان آب
۳۳	شکل ۲۰-۱. نمایی از جدا کننده استوانه‌ای لرزان (MGS)
۳۶	شکل ۲۱-۱. اصول فلوتاسیون
۳۶	شکل ۲۲-۱. نمودار ساده مراحل یک فلوتاسیون
۳۹	شکل ۲۳-۱. نتایج فلوتاسیون بصورت تابعی از pH
۴۹	شکل ۱-۲. محلول‌های زینکیت استفاده شده برای تشخیص کانی‌های روی
۴۹	شکل ۲-۲. تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع ۹۰+ میکرون
۵۱	شکل ۳-۲. تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از تیغه نازک
۵۷	شکل ۱-۳. نمودار XRD نمونه SPM کانسنگ مهدی آباد
۵۸	شکل ۲-۳. شمای کلی از آزمایش غرق و شناورسازی

- شکل ۳-۳. نتایج و روش آزمایش مغناطیسی فراکسیون ۱۵۰ + ۲۱۲ - میکرون ۶۱
- شکل ۴-۳. نتایج و روش آزمایش مغناطیسی فراکسیون ۱۰۶ + ۱۵۰ - میکرون ۶۱
- شکل ۵-۳. تصاویر میکروسکوپی مقاطع صیقلی الف) Sp2- M1 ۶۲
- شکل ۶-۳. نمودار XRD نمونه SP5-0.5-M-M1 حاصل از جدایش مغناطیسی ۶۲
- شکل ۷-۳. نمودار XRD نمونه SP5-0.5-IM حاصل از جدایش مغناطیسی ۶۳
- شکل ۸-۳. کانی همی مورفیت (a) تصویر BS توسط SEM، (b,c) به ترتیب تصاویر WDX روی و سیلیس ۶۷
- شکل ۹-۳. کانی اسمیت زونیت (a,b) تصاویر میکروسکوپ نوری (c) تصویر BS توسط SEM (d,e,f) به ترتیب تصاویر WDX روی، سیلیس و منگنز ۶۸
- شکل ۱۰-۳. درگیری همی مورفیت با هماتیت (a) تصاویر میکروسکوپ نوری (b) تصویر BS توسط SEM ۶۸
- شکل ۱۱-۳. دو تیپ کالکوفانیت (a) تصاویر میکروسکوپ نوری (b) تصویر BS توسط SEM (c, d, e) به ترتیب تصاویر WDX روی، منگنز و آهن ۶۹
- شکل ۱۲-۳. دو تیپ کالکوفانیت (a,b) تصاویر میکروسکوپ نوری (c) تصویر BS توسط SEM (d, e, f) به ترتیب تصاویر WDX روی، منگنز و آهن ۶۹
- شکل ۱-۴. دستگاه تغلیظ کننده میز لرزان ۷۴
- شکل ۲-۴. دستگاه تغلیظ کننده مولتی گراویتی (MGS) ۷۵
- شکل ۳-۴. جداکننده مغناطیسی تر شدت بالا ۸۱
- شکل ۴-۴. دستگاه فلوتاسیون ۸۲
- شکل ۱-۵. کوره الکتریکی برای تکلیس نمونه ۸۷
- شکل ۲-۵. شمایی ساده از آزمایش های لیچینگ کانه ۸۹
- شکل ۳-۵. پمپ خلا آزمایشگاهی ۹۰
- شکل ۴-۵. نمودار داده های واقعی در مقابل پیش بینی شده ۱۰۲
- شکل ۵-۵. توزیع مقادیر پیش بینی شده با باقیمانده های استیودنت شده درونی ۱۰۲
- شکل ۶-۵. توزیع مقادیر پیش بینی شده با باقیمانده های استیودنت شده بیرونی ۱۰۲
- شکل ۷-۵. نمودار توزیع نرمال باقی مانده ها ۱۰۲
- شکل ۸-۵. نمودار باکس-کاکس برای تبدیل توانی ۱۰۳
- شکل ۹-۵. DFFIT در مقابل اجراها ۱۰۳
- شکل ۱۰-۵. تاثیر درصد جامد پالپ بر بازیابی روی ۱۰۳
- شکل ۱۱-۵. تاثیر غلظت اسید سولفوریک بر بازیابی روی ۱۰۴

- شکل ۵-۱۲. غلظت عناصر مهم در نمونه خوراک با آنالیز SEM ۱۰۶
- شکل ۵-۱۳. نمودار پیک عناصر مهم در نمونه خوراک (آنالیز SEM) ۱۰۷
- شکل ۵-۱۴. تمرکز عناصر مهم بر روی نمونه خوراک ۱۰۷
- شکل ۵-۱۵. غلظت عناصر روی، آهن، منگنز، آلومینوم و سرب در نمونه خوراک مکلس با SEM ۱۰۸
- شکل ۵-۱۶. نمودار پیک عناصر مهم در نمونه خوراک مکلس (آنالیز SEM) ۱۰۸
- شکل ۵-۱۷. تمرکز عنصر روی (Zn) بر روی نمونه خوراک مکلس ۱۰۹
- شکل ۵-۱۸. غلظت عناصر روی، آهن، منگنز، آلومینوم و سرب در نمونه پسماند لیچ با SEM ۱۱۰
- شکل ۵-۱۹. نمودار پیک عناصر مهم در نمونه پسماند لیچ (آنالیز SEM) ۱۱۰
- شکل ۵-۲۰. پراکندگی عنصر روی (Zn) بر روی نمونه پسماند لیچ ۱۱۱
- شکل ۶-۱. تاثیر نسبی عوامل و اثرات متقابل ۱۱۹
- شکل ۶-۲. نمودار اثر اصلی (اثر میانگین pH) ۱۲۰
- شکل ۶-۳. نمودار اثر اصلی (اثر میانگین غلظت حلال آلی) ۱۲۰
- شکل ۶-۴. نمودار اثر اصلی (اثر میانگین نسبت آبی به آلی) ۱۲۰
- شکل ۶-۵. نمودار اثر اصلی (اثر میانگین دما) ۱۲۰
- شکل ۶-۶. اثر متقابل بین pH و غلظت حلال آلی ۱۲۱
- شکل ۶-۷. اثر متقابل بین pH و نسبت آبی به آلی ۱۲۱
- شکل ۶-۸. اثر متقابل بین pH و دما ۱۲۱
- شکل ۶-۹. اثر متقابل بین غلظت حلال آلی و نسبت آبی به آلی ۱۲۱
- شکل ۶-۱۰. اثر متقابل بین غلظت حلال آلی و دما ۱۲۲
- شکل ۶-۱۱. اثر متقابل بین دما و نسبت آبی به آلی ۱۲۲
- شکل ۶-۱۲. ایزوترم استخراج روی توسط حلال آلی D2EHPA ۱۲۴
- شکل ۶-۱۳. دیاگرام مک کیب تیل ۱۲۵

چکیده

نمونه مورد مطالعه، خاک سیلیکاته روی کم عیار با درصد روی ۹/۷۹ درصد بوده که از معدن سرب و روی معدی آباد یزد تهیه شده است. کانیهای روی موجود در نمونه شامل همی مورفیت، ویلمایت و کالکوفانیت می باشد که کانیهای مثل هماتیت، گوتیت، آنکريت، کلوپان، پیرولولوزیت، دولومیت و ... کانیهای باطله همراه کانیهای روی می باشند. درجه آزادی کانیهای روی نسبت به سایر کانیها تقریباً برابر میکرون می باشد. با خصوصیت سنجی نمونه پیش بینی گردید که امکان پرعیارسازی نمونه (پیش تغلیظ) توسط روشهای ثقلی وجود ندارد ولی ممکن است با روش جدایش مغناطیسی شدت بالا (خشک-تر) نمونه مورد نظر را تغلیظ نمود. همچنین با روش جدایش مغناطیسی تر شدت بالا (۱۸۰۰۰ گوس) عیار نمونه روی تا درصد افزایش می یابد در عوض بازیابی فلز روی پایین است. روش فلوتاسیون معمولی (مستقیم و معکوس) نیز نتایج مطلوبی حاصل نکرد. لذا نمونه در دمای ۵۰۰ درجه سانتیگراد و به مدت ۱ ساعت تکلیس گردید تا با شکستن ساختار سیلیکاته کانیهای روی، عملیات انحلال و فیلتراسیون پالپ لیچ به راحتی انجام گیرد. طراحی آزمایشهای لیچینگ با روش CCD انجام شد و شرایط بهینه بصورت زیر بدست آمد: غلظت پالپ: ۳۰ درصد، غلظت اسید سولفوریک: ۲۲/۰۵، دمای لیچینگ: ۴۵ درجه سانتیگراد. تحت این شرایط محلولی از سولفات روی با غلظت ۸/۳ g/l و بازیابی فلز روی ۸۳/۸۱ درصد بدست آمد. محلول سولفات روی بدست آمده حاوی ناخاصی آهن و منگنز بترتیب با غلظت های و گرم بر لیتر می باشد که بالاتر از حد مجاز برای ورو به واحد الترووینینگ می باشد، لذا با استفاده از روش استخراج با حلال (SX) به کمک حلال آلی D2EHPA (اسید ۲-دی اتیل هگزیل فسفوریک) و رقیق کننده نفت سفید (کروزین) با غلظت ۳۰ درصد حجمی، pH=۲/۵ و نسبت حجمی آبی به آلی ۲ به ۱ و ۲ مرحله استخراج، بازیابی ۸۵ درصد برای مرحله استخراج بدست آمد. با ۲ مرحله شستشوی محلول آلی باردار به کمک اسید سولفوریک، بازیابی محلول سولفات روی برابر ۹۰ درصد می باشد. در نهایت محاسبات فنی و اقتصادی نشان داده است که با تولید ۵۵۰۰ تن شمش روی در سال می توان انتظار داشت که طرح تولید شمش روی با عیار ۹۹/۹۷ درصد از خاک روی مهدی آباد یزد بصرفه باشد.

کلمات کلیدی: اکسید روی کم عیار، پرعیارسازی ثقلی، لیچینگ، استخراج با حلال

فصل اول

**انجام مطالعات اولیه و تئوریک
پیرامون روشهای پر عیار سازی
کانه‌های اکسیده کم عیار روی**



۱-۱ فلز روی

روی عنصری است شیمیایی با علامت اختصاری Zn که دارای عدد اتمی ۳۰ و جرم اتمی ۶۵/۳۸ گرم بر مول است. روی فلزی است به رنگ سفید متمایل به آبی که بر اثر رطوبت هوا تیره رنگ می‌شود و در حین احتراق رنگ سبز براقی تولید می‌کند. سایر مشخصات فلز روی در جدول ۱-۱ ارائه شده است [۷].

جدول ۱-۱. مشخصات فلز روی

مقدار	واحد	مشخصات
۳۰	-	عدد اتمی
۶۵/۳۸	گرم بر مول	جرم اتمی
۶/۵۷	گرم بر سانتیمتر مکعب	چگالی
۶۹۳	درجه سلسیوس	نقطه ذوب
۹۰۷	درجه سلسیوس	نقطه جوش
هگزاگونال	-	ساختار بلوری
۲/۵	-	سختی (موهس)
۰، +۱، +۲	-	وضعیت اکسیداسیون

۲-۱ تاریخچه روی [۷]

آلیاژهای روی از قرن‌ها پیش استفاده می‌شده است. کالاهای برنجی که به ۱۴۰۰-۱۰۰۰ سال پیش باز می‌گردند در فلسطین پیدا شده‌اند و اشیاء رویی با ۸۷ درصد روی در ترانسیلوانیا ما قبل تاریخ یافت شده‌اند. به خاطر نقطه جوش پایین و واکنش شیمیایی این فلز (روی جدا شده دود شده و قابل دستیابی نبود) خصوصیات واقعی این فلز در زمان باستان مشخص نشده بود. ساخت برنج (آلیاژ مس و روی) به رومی‌ها نسبت داده شده و مربوط به ۳۰ سال پیش از میلاد می‌باشد. آنها کالامین و مس را با یکدیگر در بوتله آهنگری حرارت می‌دادند که در این عمل اکسید روی در کالامین کاهش می‌یافت و فلز روی آزاد توسط مس به دام انداخته می‌شد و به شکل آلیاژ در می‌آمد. برنج بدست آمده یا در قالب ریخته می‌شد یا با چکش به شکلهای مختلف در می‌آمد.

استخراج و تصفیه روی ناخالص در ۱۰۰۰ سال پیش از میلاد مسیح در هند و چین صورت می‌گرفته است. در غرب نیز کشف فلز روی به Andreas Marggraf آلمانی در سال ۱۷۴۶ بر می‌گردد.



شرح تولید برنج در اروپای غربی در کتابهای آلبرتوس مگنوس در سال ۱۲۸۴ به چشم می‌خورد. این فلز در قرن ۱۶ به میزان قابل توجه شناخته شد. Agricola در سال ۱۵۴۶ اعلام کرد که وقتی که سنگ معدن روی گداخته می‌شود فلز سفید می‌تواند منقبض شود و دیواره کوره را بتراند. او در نوشته‌های خود به این مسئله نیز اشاره کرد که فلزی شبیه آن به نام Zincum در Silesia تولید می‌شده است. پاراسلیوس (متوفی به سال ۱۵۴۱) اولین کسی در غرب بود که گفت Zincum فلزی جدید است که در مقایسه با فلزات دیگر خواص شیمیایی جداگانه‌ای دارد. نتیجه آن است که فلز روی زمانی شناخته شده که Margaraf کشفیاتش را شروع کرد و در حقیقت فلز روی دو سال زودتر توسط شیمیدان دیگری به نام Anton Von Swab تجزیه شده و بدست آمده بود. اما تحقیقات Margraaf جامع تر بود و بخاطر تحقیقات این دو شخص آنها به عنوان کاشفین روی شناخته میشوند. قبل از کشف تکنیک غوطه وری سولفید روی، Calamine تنها منبع معدنی فلز روی بوده است.

قدیمی ترین گزارش های مدون معدنی در ایران مربوط به معدن فیروزه نیشابور و مس قلعه زری است که قدمت آن به ۴ تا ۵ هزار سال قبل از میلاد مسیح می‌رسد.

در دهه ۱۹۳۰ کارشناسان آلمانی شیوه معدنکاری جدید را به خصوص در زمینه معادن فلزی به ایران آوردند. در این زمان معادن سرب و روی نخلک، سیاه کوه انارک، سرب بی بی شهربانو و چند معدن دیگر فعال بودند. معادن سرب و روی در سال های ۱۳۴۶ الی ۱۳۵۶ از رونق خوبی برخوردار بودند. اولین کارخانه تغلیظ سرب و روی به روش مدرن در سال ۱۳۴۰ با کمک یک شرکت فرانسوی در لکان استان مرکزی مورد بهره برداری قرار گرفت. از سال ۱۳۴۲ تا ۱۳۷۲ محصول معادن روی ایران بعد از فرآوری به صورت کنسانتره به خارج از کشور صادر می‌شده است. بعد از جنگ تحمیلی، با توجه به وجود معدن انگوران دیدگان متخصصان داخلی به کسب تکنولوژی فلز روی معطوف گردید و در این رابطه تحقیقات گسترده ای در سطح ملی برای کسب تکنولوژی تولید شمش روی از کنسانتره و سنگ معدن انگوران انجام و منجر به تولید اولین شمش روی در مقیاس پایلوت در سال ۱۳۷۱ گردید.

از سال ۱۳۷۲ نیز تولید شمش روی در شرکت فرآوری مواد معدنی ایران (واحد ذوب زنجان) شروع و از آن تاریخ به بعد با احداث و راه اندازی واحدهای جدید، تولید شمش روی در کشور سیر صعودی را طی نمود. این واحدها عمدتاً با استفاده از تکنولوژی اکتسابی داخلی به تولید شمش روی مشغول می‌باشند.



۳-۱ کاربرد فلز و ترکیبات روی [۷]

روی بعد از آهن، آلومینیوم و مس چهارمین فلز مورد استفاده در دنیا می‌باشد.

روی برای آبکاری فلزات استفاده می‌شود تا از زنگ زدگی آنها جلوگیری کند. روی در آلیاژهایی نظیر برنج Nickel Silver فلز ماشین تحریر فرمولهای مختلف لحیم نقره آلمانی و... بکار می‌رود.

برنج بخاطر استقامت و مقاومت در برابر زنگ زدگی و خوردگی کاربردهای وسیعی دارد. روی به طور گسترده در صنعت خودرو سازی در قالبکاری ها استفاده می‌شود. روی لوله‌ای به عنوان قسمتی از محتوی باتری‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد.

اکسید روی به عنوان رنگ دانه‌های سفید در رنگهای آبی و همچنین به عنوان فعال کننده در صنعت Rubber استفاده می‌شود. به عنوان Over the counter ointment به صورت لایه نازکی بر روی پوست بی حفاظ صورت و بینی استفاده می‌شود تا از کم شدن آب پوست جلوگیری کرده و در برابر آفتاب سوختگی در تابستان و باد زدگی در زمستان از پوست محافظت کند. استفاده از آن برای کودکان در هر مرحله از عوض کردن کهنه کودک توصیه شده زیرا از تحریکات پوستی جلوگیری می‌کند.

کلرید روی به عنوان بوگیر و همچنین محافظ چوب نیز مورد استفاده قرار می‌گیرد.

سولفید روی در رنگدانه‌های درخشان، برای تولید عقربه‌های ساعت و موارد دیگری که در تاریکی میدرخشد استفاده می‌شود.

روی با کیفیت بالا برای تولید قالب استفاده می‌شود که از این قالب گیری برای کاربردهای اتومبیل سازی و صنایع الکتریکی و سخت افزاری استفاده می‌شود. یک آلیاژ روی که به نام پرزتال نامیده می‌شود شامل ۷۸ درصد روی و ۲۲ درصد آلومینیوم است که بیشتر در صنایع فولاد و پلاستیک های قالب گیری کاربرد دارد. از این آلیاژ همچنین برای قالب گیری سرامیک و سیمان نیز استفاده می‌شود.

روی همچنین جهت جلوگیری از خوردگی برای آبکاری فلزاتی مثل آهن نیز استفاده می‌شود. اکسید روی در دنیای مدرن فلز مفیدی محسوب می‌شود که به طور گسترده‌ای برای صنایع و ساخت رنگها، تولیدات لاستیک، وسایل آرایشی و صنایع داروسازی، پوشش کف، پلاستیک، چاپ پارچه، صابون سازی، ذخیره باتری ها، منسوجات، تجهیزات الکتریکی و دیگر تولیدات کاربرد دارد.



لیتوفون ترکیبی از سولفید روی و سولفات باریم است که برای تولید مواد و رنگدانه ها مورد استفاده قرار می گیرد.

سولفید روی در ساختن صفحات روشن و تابناک، صفحات اشعه ایکس و تلویزیون و نورهای فلورسانس مورد استفاده قرار می گیرد. از ترکیبات کلر و کرومات روی برای ترکیبات مهم استفاده می شود. روی عنصر حیاتی برای رشد و نمو جانوران و گیاهان است.

محلول‌های ضد عفونی کننده‌ای که از Calamine ساخته شده و ترکیبی از Zn-Hydroxy-Carbonate و سیلیکات است برای درمان جوش‌های پوستی استفاده می‌شود. فلز روی شامل ویتامینهای مورد مصرف روزانه و مواد معدنی نیز می‌باشد و با توجه به فلزات دیگر این فلز دارای خاصیت ضد اکسیداسیون است که از پیری زودرس پوست و مفصل‌های بدن محافظت می‌کند. با بررسی خواص روی به این نتیجه رسیده‌اند که این عنصر می‌تواند به بهبودی بعد از عمل جراحی سرعت بخشد. Zinc Gluconate Glycine از قرص‌های مکیدنی برای درمان سرما خوردگی و التهاب دهان و لوزه‌ها می‌باشد.

۴-۱ زمین شناسی روی [۷]

در طبیعت دو عنصر سرب و روی، اغلب با هم همراهند. نزدیک به ۷۰ درصد سرب معدنی از کانه‌های مخلوط سرب و روی که بطور معمول مقادیر روی در آنها بیشتر از سرب است، تولید می‌شود. کانی‌های سرب و روی غالباً به صورت مخلوط و کانسارها دیده می‌شوند. کانسارهای اصلی این دو فلز از نوع گرمابی به صورت اپی‌ترمال، مزوترمال و تله‌ترمال هستند.

کانی‌های سولفور روی در قسمت بالای کانسارها تحت تأثیر آب و هوا قرار گرفته، دگرسان شده و به کانی‌های اکسیده این فلز تبدیل می‌شوند. لازم به ذکر است که اسفالریت زودتر از گالن دگرسان می‌شود. توده‌های تله‌ترمال معمولاً در طبقات آهکی در قسمتهایی که رگه‌ها گرمابی نمی‌شوند وجود دارند. در محل این توده‌ها تبلور مجدد کلسیت و دولومیت مشاهده شده و گاهی کمی گچ و باریتین همراه کانه می‌شود، در این کانسارها گاهی آهک هم کمی سیلیسی می‌شود. کانسارهای تله‌ترمال معمولاً از نوع جانشینی‌اند.

روی عموماً بصورت سولفید و در بیشتر مواقع از منشأ سیالات گرمابی و ماگماهای سیالیک و سیمیک رخ می‌دهد. کانسارهای رسوبی اهمیت کمتری دارند. تعدادی از کانسارهایی که در کربنات‌ها تشکیل می‌شوند، خواص کانسارهای رسوبی دریایی را دارا هستند. اگر چه در این



کانسارها می توان چنین فرض کرد که فلز از طریق انتقال گرمایی از ماگماهای بازی تأمین شده است.

انباشته‌های قابل بهره‌برداری روی در محیط‌های زمین شناختی گوناگون یافت می‌شوند. این انباشته‌ها بر حسب شرایط پیدایش از نظر زمین شناختی به بخش های ذیل تقسیم می‌شوند:

۱- انباشته سولفورهای توده‌ای ناشی از فوران‌های زیر دریایی موجود در سنگ‌های رسوبی

۲- انباشته‌های چینه کرانی در سنگهای کربناتی

۳- انباشته‌های چینه کران در ماسه سنگ‌ها

۴- انباشته‌های رگه‌ای

۵- انباشته‌های دگرگونی

۱-۵) کانیهای روی [۷]

تاکنون نزدیک به ۶۰ نوع کانی روی شناخته شده است. روی عنصری بطور طبیعی وجود ندارد. از این شمار سولفور روی با نام اسفالریت یا بلاند (ZnS)، مهمترین کانی است. از دیگر کانیهای با اهمیت روی می‌توان به اسمیت زونیت $ZnCO_3$ ، همی مورفیت $Zn_4Si_2O_7(OH)_2$ و یلمایت Zn_2SiO_4 و زنسیت (ZnO) اشاره کرد.

۱-۵-۱) اسفالریت (ZnS)

روی در طبیعت به صورت سولفید، اکسید، کربنات و سیلیکات یافت می‌شود. تا کنون مهمترین کانی و احتمالاً تنها کانه اولیه روی، بلاند بوده است.

این کانی سولفور روی است که در سیستم کوبیک متبلور میشود. سولفور روی بطور کامل و خالص را ورتزیت (Wurtzite) می‌نامند و فرم هگزاگونال ZnS می‌باشد. در طبیعت کمیاب است. اسفالریت اگر خالص باشد سفید است ولی اغلب در رنگ‌های زرد کم رنگ، قهوه‌ای، سیاه، قرمز یا سبز دیده می‌شود و عموماً بر اساس میزان ناخالصی آهن به رنگ سیاه تا قهوه‌ای می‌باشد.

تقریباً همه اسفالریت‌ها مقداری آهن با خود دارند. جلای این کانی بسته به غلظت آهن است که میزان آن از کدر تا شفاف تغییر می‌کند. مهمترین ناخالصی اسفالریت، FeS است که همواره با تمرکز بین ۳ تا ۲۰ درصد در این کانی حضور دارد. کانی با بیشترین ناخالصی FeS ، مارمانیت و کریستونیت نامیده می‌شود.



(بلندروی یا اسفالریت (ZnS) یکی از کانی‌های طبیعی بوده و سنگ معدن اصلی روی است که معمولاً با مقداری آهن همراه است. این کانی در اسید کلریدریک و اسید نیتریک محلول است. چگالی اسفالریت برابر ۳/۹-۴/۱ می‌باشد.)

۱-۵-۲) اسمیت زونیت

اسمیت زونیت، کانی کربنات روی $ZnCO_3$ است که در سیستم تری‌گونال یا هگزاگونال متبلور می‌شود و اغلب به رنگ‌های قهوه ای کدر، بیرنگ، سفید، سبز، آبی و یا صورتی دیده می‌شود و جلای شیشه‌ای دارد. کالامین به علت ناخالصی اکسید آهن ۳ ظرفیتی، گاهی به رنگ های صورتی، قهوه ای متمایل به سرخ دیده می‌شود. در این کانی بطور معمول عناصری مانند آهن و منیزیم جانشین روی می‌شود.

اسمیت زونیت برای اولین بار در استرالیا کشف شد و از نظر شکل بلور: رمبوئدر، شفافیت: شفاف- نیمه شفاف، شکستگی: نامنظم، جلا: شیشه‌ای- صدفی، رخ: کامل، سیستم تبلور: اورتورومبیک می‌باشد. همچنین خاصیت مغناطیسی ندارد و منشأ تشکیل آن زون اکسیداسیون است.

اسمیت زونیت در کلیه اسیدها قابل حل می‌باشد. این کانی شامل ترکیبی از ۶۴/۹ درصد ZnO و ۳۵/۱ درصد CO_2 می‌باشد. چگالی این کانی برابر ۴/۵-۴/۳ گرم بر سانتیمتر مکعب می‌باشد.

۱-۵-۳) همی مورفیت

همی مورفیت با فرمول شیمیایی $Zn_4Si_2O_7(OH)_2.H_2O$ کانی سیلیکاته روی بوده و در سیستم اورتورومبیک متبلور می‌شود. رنگ آن سفید است و چنانچه کمی آهن یا مس در ترکیب آن باشد به رنگ قهوه‌ای و آبی یا سبز دیده می‌شود و دارای جلای شیشه‌ای می‌باشد. در KOH غلیظ محلول بوده و با ZnO واکنش می‌دهد. در این کانی ZnO برابر ۶۷/۵۹ درصد، SiO_2 برابر ۲۴/۹۴ درصد و H_2O برابر ۷/۴۷ درصد می‌باشد. برای اولین بار در مکزیک کشف شد و از نظر شکل بلور: همی مورفیک - قرصی شکل، رنگ: بی رنگ - سفید - خاکستری - متمایل به زرد - قهوه ای، شفافیت: شفاف - نیمه کدر، شکستگی: صدفی - نامنظم، جلا: شیشه‌ای - صدفی - ابریشمی، رخ: کامل، سیستم تبلور: اورتورومبیک و در رده‌بندی سیلیکات است همچنین خاصیت مغناطیسی ندارد و منشأ تشکیل آن ثانوی است. چگالی این کانی ۳/۳ گرم بر سانتیمتر مکعب می‌باشد.



۱-۵-۴) زنسیت (زنکیت)

این کانی اکسید روی (ZnO) است که در سیستم هگزاگونال متبلور می‌شود. بلورهای آن کمیاب و همیشه به صورت هرمی دیده می‌شود. رنگ آن نارنجی تا قرمز با جلای نیمه الماسی است. در کلیه اسیدها محلول است. روی (Zn) برابر ۸۰/۳۴ درصد و اکسیژن برابر ۱۹/۶۶ درصد می‌باشد. چگالی آن برابر ۵/۴ گرم بر سانتیمتر مکعب می‌باشد. از نظر شکل بلور: منشوری-رمبوند مسطح- اغلب به طور عمودی، رنگ: قرمز-قرمز قهوه ای، شفافیت: نیمه شفاف- کدر (اپاک)، شکستگی: صدفی، جلا: الماسی- نیمه فلزی، رخ: کامل، سیستم تبلور: هگزاگونال و در رده بندی اکسید است. همچنین خاصیت مغناطیسی دیامغناطیس دارد و منشأ تشکیل آن هیدروترمال - دگرگونی‌های مجاورتی است.

۱-۵-۵) ویلمایت

ویلمایت با فرمول شیمیایی Zn_2SiO_4 کانی سیلیکاته روی می‌باشد. این کانی می‌تواند به رنگ سفید، زرد تا متمایل به قرمز، متمایل به سبز و بندرت آبی باشد. این کانی می‌تواند حاوی ناخالصیهای FeO و MnO باشد. ZnO برابر ۷۲/۹۶ درصد، SiO_2 برابر ۲۷/۰۴ درصد می‌باشد. چگالی این کانی برابر ۴/۲-۳/۹ گرم بر سانتیمتر مکعب می‌باشد. این کانی قابلیت انحلال در کلیه اسیدها را دارا می‌باشد.

۱-۵-۶) فرانکلینیت

با فرمول شیمیایی $(ZnMnFe^{2+})(Fe^{3+}Mn^{3+})_2O_4$ از مجموعه کانی های حاوی روی است و اغلب دارای خاصیت مغناطیسی ضعیف است. این کانی در اثر حرارت ذوب نمی‌شود و خاصیت مغناطیسی به خود می‌گیرد. کانیهای مشابه آن مگنتیت و کرومیت است. در اسید کلریدریک محلول می‌باشد. از نظر شکل بلور: اکتائدر، رنگ: سیاه - خرده‌های نازک آن نیمه شفاف و به رنگ قرمز تیره است. شفافیت: کدر(اپاک)، شکستگی: صدفی، جلا: فلزی - نیمه فلزی، رخ: نا کامل، سیستم تبلور: مکعبی و در رده بندی اکسید است. وزن مخصوص این کانی برابر ۵-۵/۲ گرم بر سانتیمتر مکعب می‌باشد.

۱-۶) فرآیند تولید روی [۹، ۸ و ۳]

روی به دو صورت کانیهای سولفور و اکسیده وجود دارد. کانی سولفور روی شامل کانی اسفالریت یا ZnS می‌باشد که فرآیند تولید روی از این کانی تا حدودی با کانیهای اکسیده متفاوت می‌باشد و



برعیارسازی کانسنگ اکسیده کم عیار روی بمنظور رفع مشکلات..... ۹

در حال حاضر در ایران واحدهای تولید روی با خاک اکسیده کار می کنند که شامل کانیهای کربنات روی (اسمیت زونیت) و کانیهای سیلیکاته روی (همی مورفیت و ویلمایت) با درصد های مختلف می باشند. لذا در این قسمت فرآیند تولید روی از کانیهای اکسیده روی تشریح می شود.

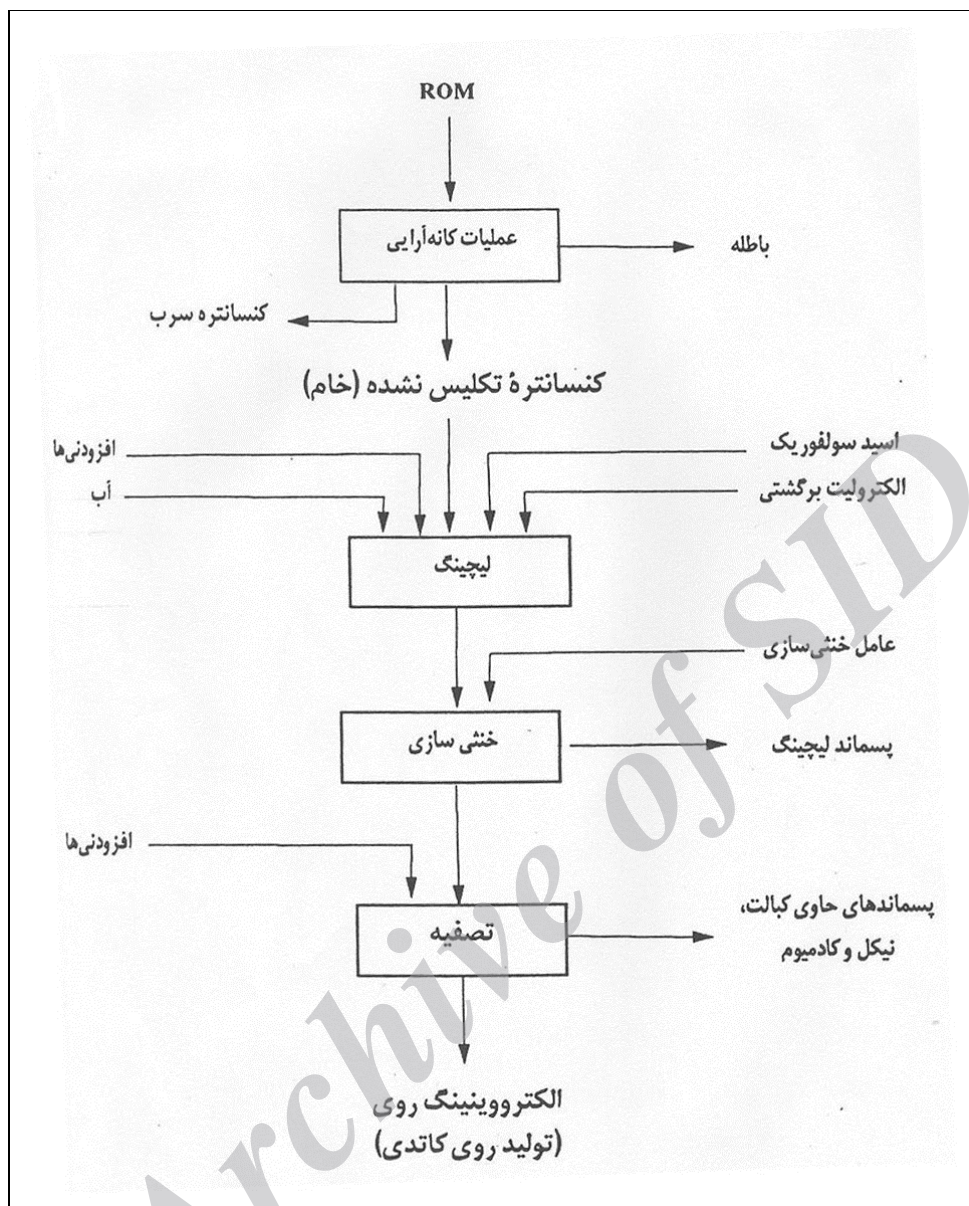
۱-۶-۱) آماده سازی کنسانتره (خوراک روی)

کنسانتره اکسیدی روی به دو صورت تکلیس نشده (خام) و تکلیس شده (کلسین) مورد مصرف قرار می گیرند.

الف- کنسانتره روی تکلیس نشده (خام)

در شکل ۱-۱ شمای ساده ای از عملیات هیدرومتالورژی با استفاده از کنسانتره اکسیدی روی تکلیس نشده (خام) آورده شده است.

Archive of SID



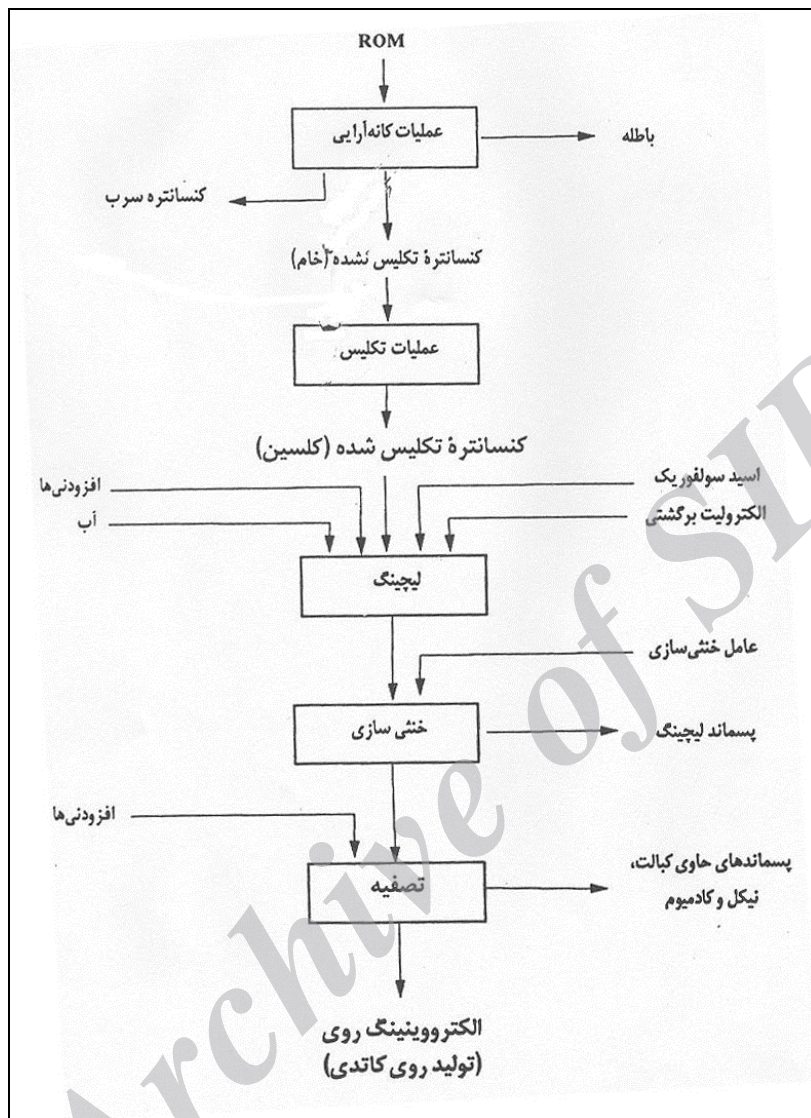
شکل ۱-۱. شمای ساده‌ای از روش فرآوری هیدرومتالورژیکی کنسانتره اکسیدی روی تکلیس نشده (خام)

ب- کنسانتره تکلیس شده (کلسین)

محصول عملیات تکلیس، کلسین نام دارد که در اصطلاح عام، کنسانتره پخته نامیده می‌شود. عملیات تکلیس نوعی عمل آوری حرارتی به شمار می‌آید که در آن کربنات‌ها مورد تجزیه حرارتی قرار می‌گیرند. واکنش (۱-۱) عملیات تکلیس را نشان می‌دهد:



در شکل ۲-۱ شمای ساده ای از عملیات هیدرومتالورژی با استفاده از کلسین آورده شده است.



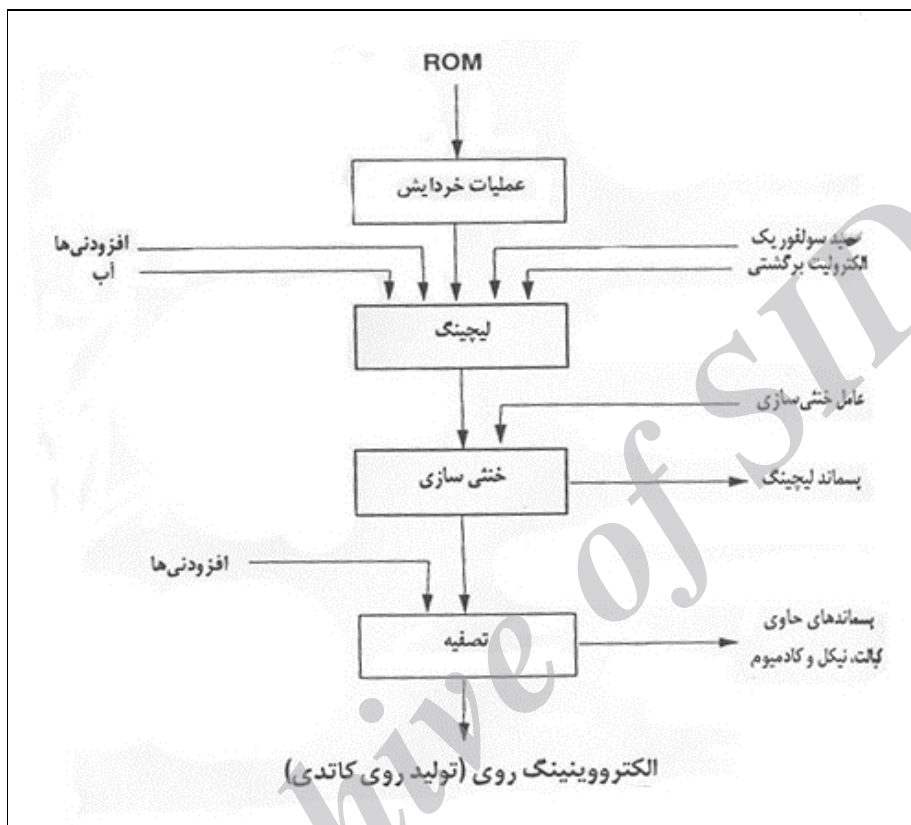
شکل ۲-۱. عملیات هیدرومتالورژی با استفاده از کلسین

ج- استفاده از کانه خردایش شده معدن (روش انحلال مستقیم)

انحلال مستقیم کانه‌های روی که در حال حاضر رایج شده است، باعث حذف مراحل پرعیارسازی اولیه و تغلیظ از عملیات‌های کانه‌آرایی شده است. در این روش بعد از یک سری عملیات خردایش بر روی ROM، کانه خرد شده مستقیماً وارد عملیات هیدرومتالورژی می‌شود. به طور کلی عملیات هیدرومتالورژی به طریقه مستقیم بر روی کانه‌های اکسیدی روی به دو صورت انجام می‌گیرد:

ج-۱- روش مرسوم

در شکل ۳-۱ شمای ساده‌ای از عملیات فرآوری هیدرومتالورژیکی مستقیم کانه‌های اکسید روی به روش مرسوم آورده شده است:

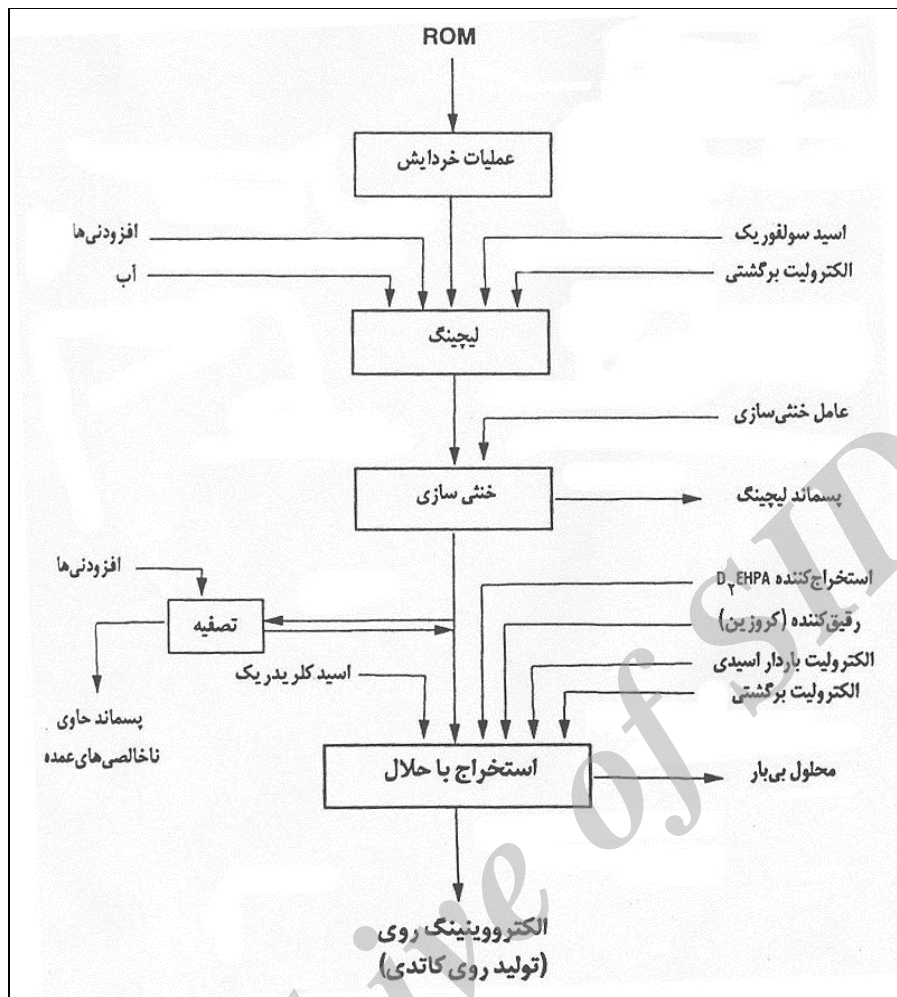


شکل ۳-۱. شمای ساده‌ای از روش مرسوم فرآوری هیدرومتالورژیکی مستقیم کانه‌های اکسید روی

ج-۲- روش ویژه

این روش برای کانه‌های اکسیدی کم عيار حاوی ناخالصی‌های مضر زیاد و محلول به خصوص کانه‌های حاوی کانی‌های سیلیکاتی محلول، مناسب می‌باشد.

در شکل ۴-۱ شمای ساده‌ای از عملیات فرآوری هیدرومتالورژیکی مستقیم کانه‌های اکسیدی روی به روش مرسوم آورده شده است.



شکل ۱-۴. شمای ساده‌ای از روش ویژه فرآوری هیدرومتالورژیکی مستقیم کانه‌های اکسید روی

کلیات مراحل لیچینگ اسیدی، خنثی سازی و تصفیه محلول در تمامی روشهای ذکر شده یکسان می‌باشد. در این جا مراحل بطور کلی مورد بحث قرار گرفته است، ضمن اینکه نکات هر روش در جای خود ذکر می‌گردد.

۱-۶-۲) لیچینگ کانه اکسیده روی

جهت حاصل شدن سولفات روی، نیاز به فرآیند لیچینگ می‌باشد. لیچینگ فرآیند استخراج یک جزء محلول در جامد با استفاده از یک حلال می‌باشد.

مرحله لیچینگ، از مهم‌ترین مراحل عملیاتی فرآوری کانه‌ها از جمله کانه روی به روش هیدرومتالورژی می‌باشد که نیاز به دانش و تجربه کافی از نقطه نظر ترمودینامیکی و مکانیزم لیچ کنترل شده کانی‌های موجود در خوراک دارد و هم چنین آشنایی بر چگونگی تعیین پارامترهای



موثر در ليچينگ و نوع تأثير آنها بر سينتیک سرعت واکنش از جمله مبانی اصولی عملیات ليچينگ به حساب می آيد.

آناليزهای کمی و دانه بندی خوراک ورودی به مرحله ليچينگ و کنترل مداوم آنها از اصولی ترين کارها جهت تعيين و کنترل پارامترهای موثر در اين مرحله و ميزان اضافه نمودن افزودنی های لازم است. هم چنين شناسایی کیفی (کانی شناسی) خوراک ورودی نقش بسيار زيادی در تصميم گيري ها توسط هيدرومتالورژ در زمينه چگونگی اجرای ليچينگ دارد.

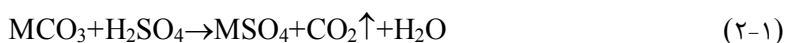
اسمیت زونیت ($ZnCO_3$) از کانی های کربناتی، همی مورفیت ($Zn_2Si_2O_7(OH)_2.H_2O$) و ویلمایت (Zn_2SiO_4) از کانی های سيلیکاتی مهم روی به شمار می آیند.

کانی های باطله (Gangue Minerals) موجود در کانه های اکسیدی روی عمدتاً از کانی های کربناته-سيلیکاته مانند کلسیت ($CaCO_3$)، دولومیت ($CaMg(CO_3)_2$)، کوارتز (SiO_2)، کائولینیت ($Al_2O_3.2SiO_2.2H_2O$)، سريسييت ($KAl_2(AlSi_2O_{10})(OH)_2$)، مسکویت ($K_3Na)Al_2(Si_3[Al_4O_{10}(OH)_2]$)، کلینوکلر و کانی های آهن مانند هماتیت (Fe_2O_3)، گوتیت ($FeOOH$)، ليمونيت ($Fe_2O_3.nH_2O$) و ... تشکیل شده است.

هم چنين به دليل اينکه کانی های روی و سرب دارای ژنز یکسان هستند، تقريباً هميشه در کنار يکديگر قرار می گيرند، لذا در کانه های اکسیدی روی به طور معمول کانی های سرب مانند سروزيت ($PbCO_3$)، ميمتيت، آنگليزيت ($PbSO_4$) و ... نيز يافت می شود.

بر اساس نوع کانی روی موجود در خوراک ورودی، تصميم گيري راجع به چگونگی اجرای مرحله ليچينگ؛ و تنظيم و کنترل پارامترهای موثر از جمله سرعت همزدن، غلظت اسيد سولفوریک، درجه حرارت، نسبت جامد به مايع، زمان ماند و اندازه ذرات در آن صورت می پذيرد.

کانی های کربناته از جمله اسمیت زونیت مطابق واکنش (۱-۲) به راحتی در اسيد سولفوریک ليچ شده و توليد سولفات فلز مربوط را می دهند:



M فلز دو ظرفیتی است.

مشکل ليچ اسیدی کانی های کربناته، آزاد شدن گاز دی اکسيد کربن در طول مرحله ليچ اسیدی است که سبب ايجاد مشکلاتی در اجرای عملیات صنعتی ليچينگ اين کانی ها می شود.



از جمله تدابیر اتخاذ شده برای برطرف کردن این مشکل به موارد زیر می توان اشاره نمود[۵]:

- ۱- استفاده از ضد کف
- ۲- افزایش ظرفیت تانک های لیچ
- ۳- در نظر گرفتن پارامترهای مختلف لیچ به نحوی که کف تولید شده قابل کنترل باشد.
- ۴- استفاده نمودن از محلول های بی بار با خاصیت اسیدی کم، به جای آب در مدار آسیا کردن.

در لیچ اسیدی کلسین (محصول عملیات تکلیس)، مشکل ایجاد کف وجود ندارد؛ چرا که مطابق واکنش (۱-۱) در عملیات تکلیس گاز CO₂ کانی های کربناته آزاد می گردد. واکنش لیچ اسیدی اکسیدهای به دست آمده از عملیات تکلیس گرمازا می باشد. دما یکی از پارامترهای موثر در سرعت واکنش لیچینگ می باشد.

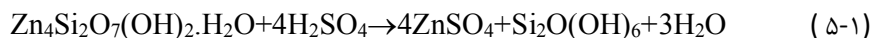
لیچ اسیدی کانی های اکسید شده موجود در کلسین مطابق واکنش (۱-۳) صورت می پذیرد:



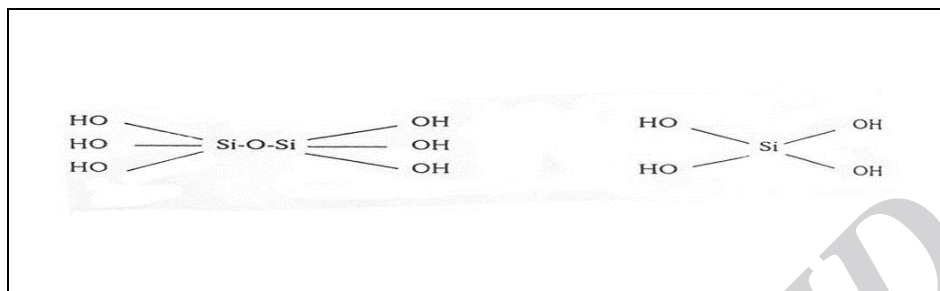
M فلز دو ظرفیتی است.

باید در نظر داشت که در صورت کنترل نکردن دقیق عملیات تکلیس، امکان انجام واکنش های ناخواسته و ایجاد ترکیب های کمپلکس از جمله انواع فریت ها وجود دارد. در هر صورت در اثر این عملیات مقداری فریت، به خصوص فریت روی (ZnFe₂O₄) در کلسین ایجاد می گردد. این ترکیب در شرایط معمول (غلظت اسید سولفوریک و درجه حرارت کم) لیچ نمی شود و موجب کاهش بازیابی روی در مرحله لیچینگ می گردد.

ویلمایت و همی مورفیت از کانی های مهم سیلیکات روی به شمار می آیند که توسط اسید سولفوریک مطابق واکنش های زیر لیچ می شوند:



[Si(OH)₄] از واکنش (۴-۱) اسید سیلیسیک منومری می‌باشد. شکل دیگر آن (H₄SiO₄) است و [Si₂O(OH)₆] از واکنش (۵-۱) اسید سیلیسیک دایمیری می‌باشد. شکل‌های ۵-۱ و ۶-۱ به ترتیب نمایش از اسید سیلیسیک منومری و اسید سیلیسیک دایمیری می‌باشند.



شکل ۵-۱. ساختمان اسید سیلیسیک منومری شکل ۶-۱. ساختمان اسید سیلیسیک دایمیری

عموماً، سیلیس حل شده، ادامه عملیات لیچینگ را دچار مشکل می‌کند.

اسید سیلیسیک طی سه مرحله به ژل تبدیل می‌گردد:

۱- پلیمریزاسیون منومرها به شکل ذرات؛

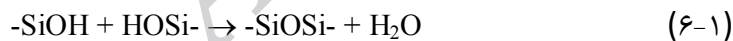
۲- رشد ذرات؛

۳- اتصال ذرات به یکدیگر و ایجاد زنجیره‌ای از ذرات؛ منشعب شدن زنجیره‌ها؛ تشکیل

شبکه‌ها؛ و توسعه آنها تا زمانی که همه محلول، غلیظ و چگال شود و با متراکم شدن آن

تبدیل به ژل گردد.

تحت شرایط مشخص، به طور مثال pH=۲-۳، پلیمریزاسیون اسید سیلیسیک منومری، به دلیل واکنش‌های جمع شدگی گروه‌های سیلانول (SiOH-) مطابق واکنش (۶-۱) پیوندهای سیلوکسان (Si-O-Si-) را پدید می‌آورند:



در اثر پدیده پلیمریزاسیون، گروه‌های سیلانول، کاهش یافته و پیوندهای سیلوکسان، افزایش می‌یابند. در آغاز واکنش پلیمریزاسیون، ساختارهای رینگی از پیوندهای سیلوکسان، تشکیل می‌شود.

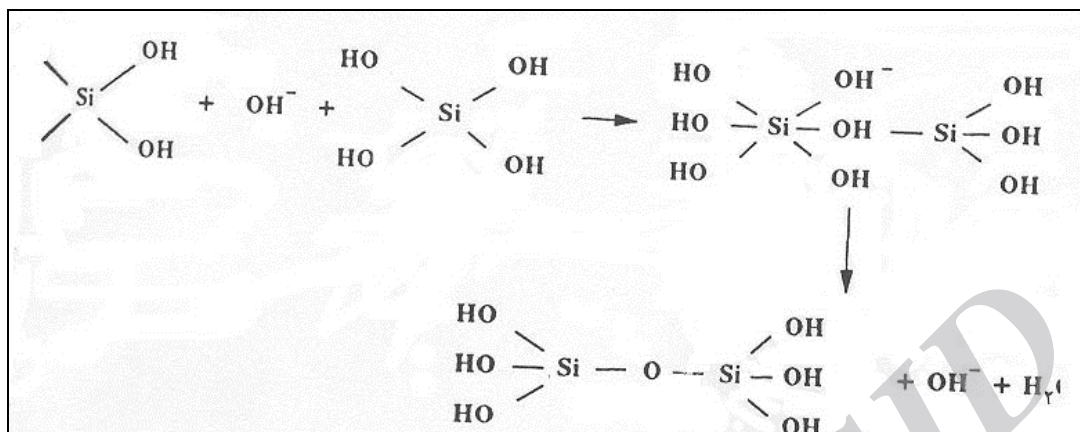
در اثر افزایش منومرها، این ساختارها، خیلی زود تبدیل به مولکولهای کروی می‌شوند. هم‌چنین در

اثر رشد هسته‌ای، ذرات کلوئیدی پدید می‌آیند. زمانی که رشد هسته‌ای به میزان (۰/۱-۰/۰۱)

میکرون) رسید، سیلیس کلوئیدی در محلول شکل می‌گیرد؛ سیلیس کلوئیدی، اسید پلی

سیلیسیکی با وزن مولکولی بالا می‌باشد. با پدیده جمع شدگی بیش‌تر، پیوندهای سیلوکسان، ژل

سيليس با رسوب سيليس ممکن است شکل بگيرد. شکل ۷-۱ تشکیل پیوندهای سيلوکسان را نشان می‌دهد.



شکل ۷-۱. مکانیزم تشکیل پیوندهای سيلوکسان از گروههای منومر

چسبندگی بین ذرات کلوئیدی، باعث واکنش‌های جمع شدگی می‌شود. شرایط کاهش واکنش‌های جمع شدگی را بارهای سطحی فراهم می‌کنند و تعداد بارهای سطحی، بستگی به ذرات کلوئیدی، ترکیب محلول، pH، درجه حرارت محلول و زمان ماند دارد. تحت شرایط معمول، سیستم ثبات دارد؛ اما زمانی که پایداری سيليس کلوئیدی گسيخته می‌شود، به دلیل واکنش‌های جمع شدگی، حلقه‌های زنجیری پیوندهای سيلوکسان بین ذرات کلوئیدی بیشتر شده و ژل تشکیل می‌شود. ژل مشابه جسم ژلاتینی می‌باشد.

ژل سيليسی، پلیمری بزرگ و دارای خلل و فرج زیادی می‌باشد و سرعت ته‌نشینی آن کم است. این ژل محلول زیادی به خود جذب می‌نماید و لزج است. در صورتی که این ژل فیلتر شود، موجب گرفتگی سوراخ‌های پارچه فیلتر شده و محلول همراه خود را نیز به آسانی از دست نمی‌دهد. محلول جذب شده به ژل، حاوی مقدار قابل توجهی روی است که به هر حال باید از آن جدا گردد. این جدایی به مقدار زیادی آب شستشو در چند مرحله نیاز دارد. مصرف زیاد آب شستشو به غیر از هزینه تهیه آب، موجب رقیق شدن محلول سولفات روی تهیه شده برای الکترولیز می‌شود و از این رو باید از رقت آن جلوگیری شود. دو راه برای کم کردن آب وجود دارد که عبارتند از: تبخیر آب و کریستاله کردن سولفات روی از محلول. هر دو روش، هزینه‌بر هستند و اثر زیادی بر روی موازنه مالی طرح در سطح تجاری می‌گذارند؛ بنابراین بایستی راهی برای جلوگیری از تشکیل ژل و یا کم‌تر کردن آن برگزید. در لیچ کانه‌هایی که حاوی کانی‌های سيليكاته روی هستند، نمی‌توان اجازه داد که سيليس به صورت اسید سيليسیک و یا کلوئید به مراحل بعدی راه یابد؛ بنابراین هدف مهم در لیچ این گونه کانه‌ها، رسوب دادن سيليس قبل از آنکه به ژل تبدیل شود، می‌باشد.



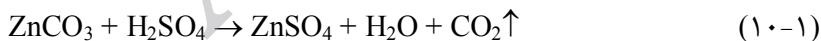
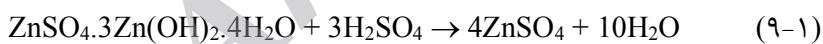
تفاوت عمده لیچینگ، روش ویژه با سایر روشهای ذکر شده (کنسانتره خام، کلسین و لیچ مستقیم به روش مرسوم) در غلظت روی موجود در محلول لیچ حاصل از این مرحله می باشد.

در روش ویژه، چگالی پالپ یا نسبت جامد به مایع بسیار کم تر از سایر روشهای دیگر در نظر گرفته می شود. به نحوی که غلظت روی در محلول لیچ در این روش معمولاً در حدود (۳۵-۴۰) گرم در لیتر می باشد، که جهت متناسب شدن برای ورود به مرحله الکترووینینگ نیاز به عملیات پرعيارسازی دارد. بنابراین با توجه به نیاز غلظت کم روی در محلول لیچ، روش ویژه می تواند جهت کانه های کم عيار، به خصوص کانه های سیلیکاته با ناخالصی های مضر زیاد، مناسب باشد.

در سایر روشها، چگالی پالپ یا نسبت جامد به مایع طوری در نظر گرفته می شود که غلظت روی حاصل از این مرحله متناسب با ورود به مرحله الکترووینینگ باشد.

۱-۶-۳) خنثی سازی

دو غاب حاصل از مرحله لیچ اسیدی به مرحله خنثی سازی ارسال می گردد. سنگ آهک (CaCO_3)، آهک هیدراته (Ca(OH)_2)، رسوبات BZS حاصل از مرحله رسوبگذاری سولفات روی قلیایی ($\text{ZnSO}_4 \cdot 3\text{Zn(OH)}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$) و کنسانتره اکسیدی یا کلسین از جمله عامل های خنثی کننده در مرحله خنثی سازی به شمار می آیند. خنثی سازی توسط عامل های خنثی کننده با واکنش های زیر نشان داده شده است:



pH این مرحله به طور معمول بین ۴/۵-۵/۲ تنظیم و کنترل می شود. تنظیم سایر پارامترهای موثر در مرحله خنثی سازی از جمله درجه حرارت و زمان ماند بر اساس اهداف و شرایط موجود در نظر گرفته می شود. از جمله موارد در نظر گرفته شده در این مرحله کاهش غلظت آهن و سیلیس موجود در محلول لیچ به میزان مجاز آنها می باشد.



آهن به صورت هیدروكسید فريك از محلول لیچ رسوب می‌دهد. جهت این كار لازم است ابتدا با استفاده از يك اكسيد كننده مانند دی اكسيد منگنز، پرمنگنات پتاسیم و ... آهن دو ظرفیتی به آهن فريك تبدیل شود. در مقیاس صنعتی بیش تر از دی اكسيد منگنز و هوا استفاده می‌شود.

چنانچه قبلاً بیان شد، در اثر لیچینگ كانی‌های سیلیکاته روی موجود در كانه‌های اكسيده روی از جمله ویلمایت و همی‌مورفیت، سیلیس به صورت اسید سیلیسیك منومری و دایمیری وارد محلول لیچ می‌شود و در صورت بالا بودن غلظت آنها در محلول لیچ و فراهم آمدن شرایط لازم، در نهایت آنها تبدیل به ژل می‌شوند که در فیلتر پذیري دوغاب خنثی شده و بازیابی كل روی و هم‌چنین در مورفولوژی روی كاتدی تاثیر منفی زیادی خواهند گذاشت.

در لیچینگ مستقیم كانه‌های اكسیدی حاوی كانی‌های سیلیکاته روی، دو كار عمده باید صورت پذیرد:

۱- در مرحله لیچ اسیدی، پارامترهای موثر، طوری در نظر گرفته شوند (لیچ كنترل شده) که سیلیس كمتری وارد محلول لیچ گشته به طوری که بعد از انحلال، اسكلت سیلیسی از كانی‌های سیلیکاته روی باقی بماند.

۲- تنظیم و كنترل پارامترهای موثر در مرحله خنثی سازی و افزودن كواگولانت‌های مناسب به تانك‌های لیچینگ مانند سولفات آلومینیوم آب‌دار $(Al_2(SO_4)_3 \cdot 18H_2O)$ جهت كواگولاسیون سیلیس با رسوب‌گذاری سیلیس و کاهش دادن غلظت سیلیس به میزان مجاز آن در محلول لیچ می‌باشد.

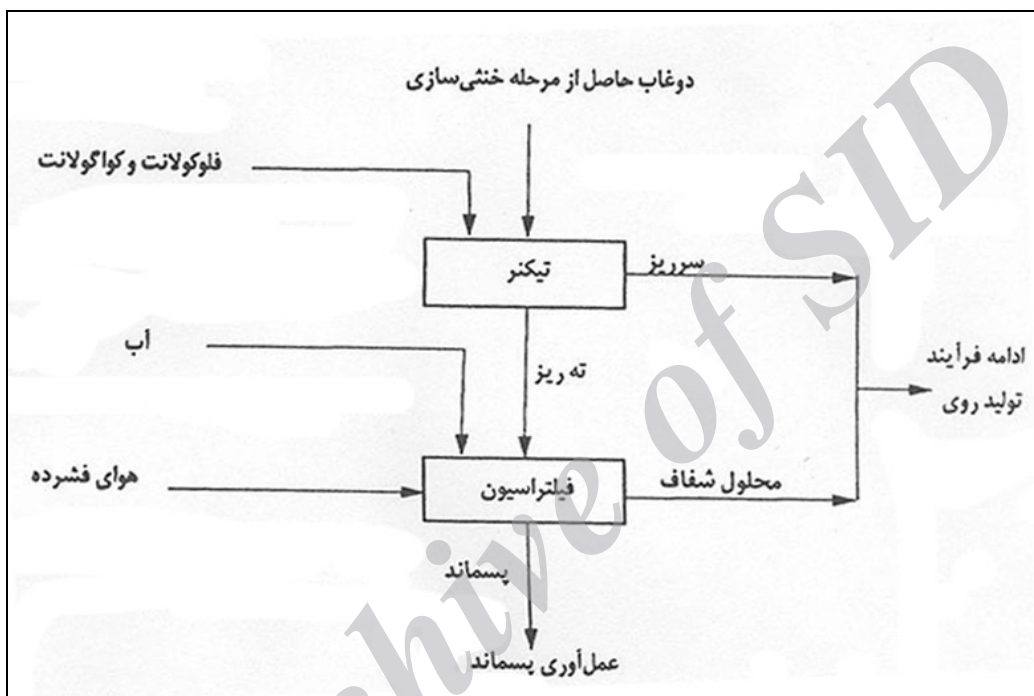
در مرحله سیلیس زدایی از محلول لیچ، حضور كواگولانت Al^{3+} می‌تواند مزایای زیر را به دنبال داشته باشد:

- ۱- باعث کاهش حلالیت سیلیس می‌شود.
- ۲- بر سطح سیلیس كلوئیدی جذب شده و با خنثی نمودن آن از نظر بار الكتریکی، باعث لخته شدن آن در pH های بالا می‌گردد.
- ۳- بعد از رسوب، این یون بصورت هسته باعث رشد ابعاد رسوب‌ها می‌شود.
- ۴- سبب بهبود یافتن سریع فیلتراسیون می‌شود.
- ۵- فلوتور بعنوان يك كاتالیزور، موجب پلیمریزاسیون، اسید سیلیسیك در محلول‌های اسیدی می‌شود و سبب کاهش سرعت فیلتراسیون می‌گردد. حضور Al^{3+} باعث حذف فلوتور در محلول می‌شود.

۱-۶-۴) عملیات جداسازی فاز مایع از جامد

بعد از عملیات خنثی سازی، جهت جداسازی محلول شفاف از پسماند لیچ، عملیات زیر صورت می گیرد:

- ۱- ته نشین سازی یا پیش غلیظ کردن که معمولاً توسط تیکنر صورت می پذیرد.
 - ۲- فیلتراسیون که توسط فیلترهای نواری یا فشاری صورت می گیرد.
- در شکل ۸-۱ شمایی از عملیات جداسازی محلول شفاف از پسماند لیچ آورده شده است:



شکل ۸-۱. شمایی عملیاتی جداسازی محلول شفاف از پسماند لیچ بعد از مرحله خنثی سازی

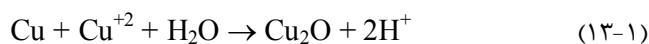
۱-۶-۵) خالص سازی محلول سولفات روی

عناصری مانند مس، کادمیوم، نیکل، کبالت، آنتیموان و آرسنیک به همراه روی به صورت سولفات محلول در می آیند. مقدار این ناخالصیها بایستی تا حد قابل تحمل در واحد الکترولیز کاهش یابند. از پتانسیل احیاء روی برای رسوب این عناصر استفاده می شود. بنابراین معمولاً مقداری از فلز روی تولید شده به صورت پودر درآمده و به محلول افزوده می شود. در فرآیند تصفیه، ابتدا هیدروکسیدهای آهن رسوب کرده و سپس با افزودن پودر روی، عناصری با پتانسیل احیاء کمتر احیاء شده و رسوب می کند.



الف- تصفیه مس و کادمیوم

مس و کادمیوم طبق واکنشهای زیر احیا شده و رسوب می‌کنند؛ جدایش مس معمولاً در ۵/۲-
pH=۴/۵ صورت می‌گیرد.



ب- تصفیه نیکل و کبالت

برای جدا کردن کبالت و نیکل علاوه بر پودر روی از تری اکسید آرسنیک و تری اکسید آنتیموان به عنوان فعال کننده استفاده می‌شود. استفاده از ترکیب آرسنیک، این مزیت را دارد که می‌توان با استفاده از آن، ژرمانیوم را به همراه کبالت راسب کرد. استفاده از این فعال کننده‌ها، تاثیر منفی در ترسیب کادمیوم دارند.

عملیات جدایش را می‌توان در دو مرحله انجام داد:

۱- در دمای ۵۰ تا ۷۰ درجه سانتیگراد با ترسیب مس و کادمیوم به همراه مقدار کمی نیکل به کمک پودر روی انجام می‌شود.

۲- با افزودن فعال کننده‌ها، کبالت و نیکل باقیمانده در دمای ۹۵-۹۰ درجه سانتیگراد جدا می‌شوند.

این دو مرحله می‌توانند به طور معکوس نیز صورت گیرند. یعنی ابتدا در دمای بالا کبالت و نیکل و مقداری مس رسوب می‌شوند و سپس در دمای ۵۰ تا ۷۰ درجه سانتیگراد کادمیوم و باقیمانده مس جدا می‌شوند. برای رسوب‌دهی کبالت و نیکل نیز می‌توان از مواد آلی بدون استفاده از پودر روی استفاده کرد. برای ترسیب نیکل از دی متیل اکسایم و برای ترسیب کبالت از آلفا نیتروز و بتا نفتول استفاده می‌شود. در بین فرآیندهای ترسیب نیکل و کبالت مس و کادمیوم توسط پودر روی جدا می‌شوند. جداسازی مواد آلی توسط کربن فعال صورت می‌گیرد. برای خالص سازی روی از روش استخراج با حلال نیز استفاده می‌شود. حلال مناسب اسید ورساتیک ۱۰ است که یک اسید چرب آلی مشتق شده از الفین است. اسید ورساتیک ۱۰ می‌تواند روی و کادمیوم را از محلول سولفات‌ها و کلریدها، به طور انتخابی استخراج کند.



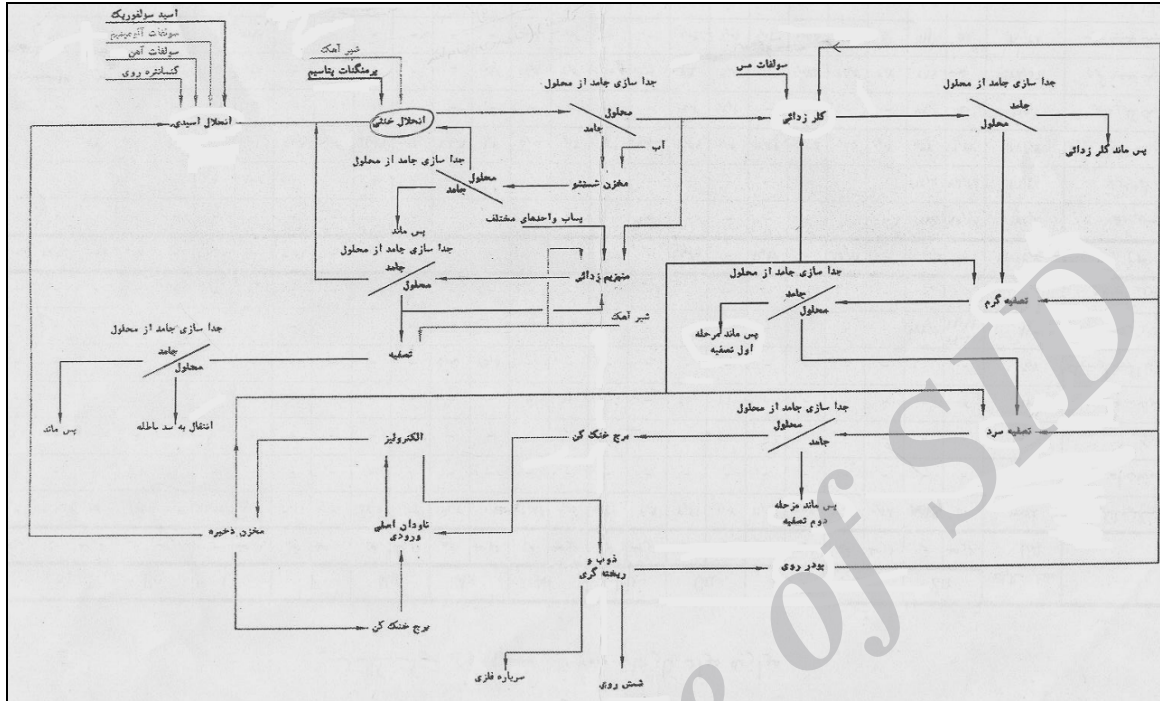
۱-۶-۶) الکترووینینگ روی

بعد از تصفیه محلول فروشویی، محلول سولفات روی به سلول الکترولیز فرستاده می‌شود. تعداد آند و کاتد در هر سلول متغیر و بین ۲۰ تا ۴۸ عدد است. کاتدها از جنس آلومینیوم و آندها از جنس سرب است. محلول الکترولیز معمولاً ۶۰ تا ۶۵ گرم در لیتر روی و ۱۶۰ گرم در لیتر اسید سولفوریک دارد. در هر مرحله حدود ۷ گرم در لیتر از روی بر روی کاتد رسوب می‌کند. معمولاً ۵۰ تا ۷۵ درصد روی گرفته می‌شود. دمای الکترولیت به خنک کردن اسید محلول بین ۳۰ تا ۴۰ درجه سانتیگراد حفظ می‌شود. مصرف انرژی در الکترولیز ۳۱۰۰ تا ۳۳۰۰ کیلو وات ساعت به ازای هر تن روی تولیدی است. چگالی جریان معمولاً ۴۰۰ تا ۵۰۰ آمپر بر متر مربع است. روی کاتدی، در کوره‌های القایی در دمای حدود ۵۰۰ درجه سانتیگراد ذوب شده و ریخته‌گری می‌شود تا شمش روی بدست آید. مصرف انرژی این مرحله ۱۰۰ تا ۱۲۰ کیلووات ساعت برای هر تن روی مذاب است. جدول ۱-۲ تاثیر ناخالصیهای همراه را در الکترولیز روی نشان می‌دهد.

جدول ۱-۲. تاثیر ناخالصیهای همراه روی در فرآیند الکترولیز

عنصر	حد مجاز (میلی گرم در لیتر)	اثرات در الکترولیز	راه حل احتمالی
کلر	۳۰۰	خوردگی آند سربی به علت اکسیداسیون	افزودن یون منگنز
فلوئور	۱۵۰	تخریب کاتد آلومینیومی به علت چسبندگی	-
کبالت	۱	انحلال مجدد روی در کاتد و ایجاد حفره بر روی کاتد	افزودن گلو (صمغ)
نیکل	۰/۸	انحلال مجدد روی در کاتد و ایجاد حفره بر روی کاتد	جدا کردن نیکل با مواد آلی
کلسیم	۵۰۰	رسوب سولفات کلسیم در مخازن و لوله‌ها	افزایش کلسین بجای آهک
مس	۰/۵	کاهش عیار روی-کاهش راندمان جریان الکتروسیته	-
آرسنیک	۰/۲	انحلال مجدد روی-کاهش راندمان جریان الکتروسیته	-
آنتیموان	۰/۲	انحلال مجدد روی	-
کادمیوم	۰/۲	کاهش عیار روی	-
منگنز	۷	بی ضرر است	-
آهن	۳۰	کاهش عیار روی	-

شکل ۹-۱ فرآیند استحصال روی از خاک اکسیده کارخانه ۷۰۰۰ تنی کالسیمین را نشان می-دهد [۶].



شکل ۹-۱. بلوک دیاگرام کارخانه ۷۰۰۰ تنی شمش روی کالسیمین

۷-۱) روشهای پیش فرآوری کانسنگ اکسیده کم عیار روی

کانسنگ اکسیده کم عیار روی شامل کانی های حاوی روی مانند اسمیت زونیت، همی مورفیت و ویلمایت و کانیهای گانگ شامل کوارتز، کائولن، کلسیت، دولومیت، پیرولوزیت، کانیهای آهن دار (هماتیت و گوتیت) و ... می باشد. بمنظور تولید کنسانتره های از روی با عیار بالا، لازم است کانیهای گانگ اشاره شده فوق با روشهای مناسب حذف شوند. استفاده از روشهای پیش غلیظ (Pre-treatment) مانند روشهای ثقلی (واسطه سنگین، میز لرزان، اسپیرال، MGS و...)، روش مغناطیسی و روش فلوتاسیون در این طرح مورد استفاده قرار می گیرد که به طور مفصل تشریح می شوند.



۱-۷-۱) روشهای ثقلی

روش‌های جدایش ثقلی کانی‌ها بر مبنای حرکت نسبی آن‌ها در یک محیط سیال پایه‌گذاری شده است. نیروی موثر عمدتاً وزن کانی است. نیروی دیگر مقاومت سیال (مثل آب یا هوا) در برابر حرکت جسم است که به ابعاد و شکل دانه‌ها بستگی دارد.

برای آنکه بتوان دو کانی را به طور موثر از هم جدا کرد لازم است بین چگالی آن‌ها اختلاف قابل توجهی وجود داشته باشد. با استفاده از رابطه چگالی موثر^۱ می‌توان معیاری برای سنجش کیفیت جدایش ممکن به دست آورد.

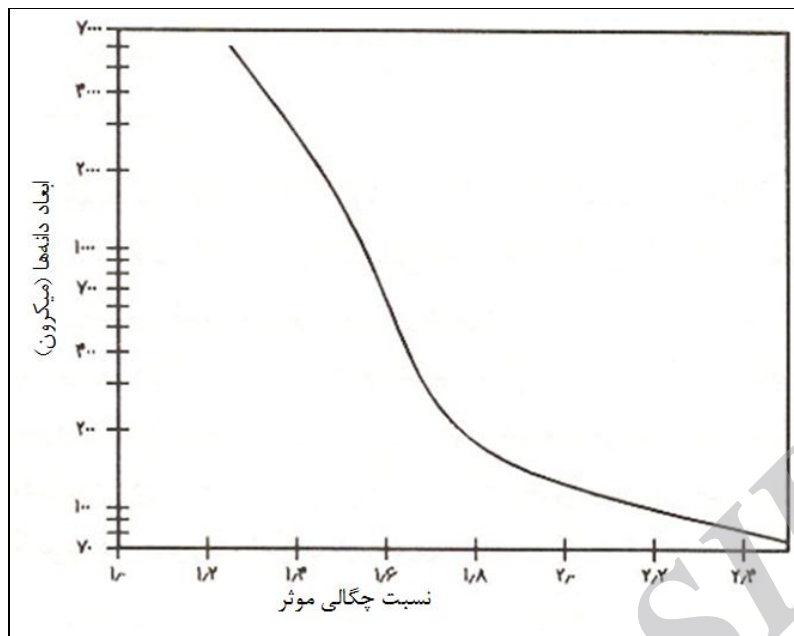
$$CC = \left(\frac{\sigma_h - \sigma_f}{\sigma_t - \sigma_f} \right)$$

در رابطه‌ی فوق، σ_h ، σ_t و σ_f به ترتیب چگالی‌های کانی سنگین، کانی سبک و سیال (همگی بر حسب گرم بر سانتی مترمکعب) است. جدول ۱-۳ نشان‌دهنده‌ی رابطه بین ابعاد کوچک‌ترین دانه‌های قابل آرایش به روش ثقلی نسبت به "نسبت چگالی موثر" است. شکل ۱-۱۰ نیز نشان دهنده رابطه بین ابعاد کوچک‌ترین دانه‌های قابل آرایش به روش ثقلی نسبت به "نسبت چگالی موثر" است.

جدول ۱-۳. شرایط جدایش ثقلی با توجه به ابعاد ذرات نسبت به معیار پر عیار سازی

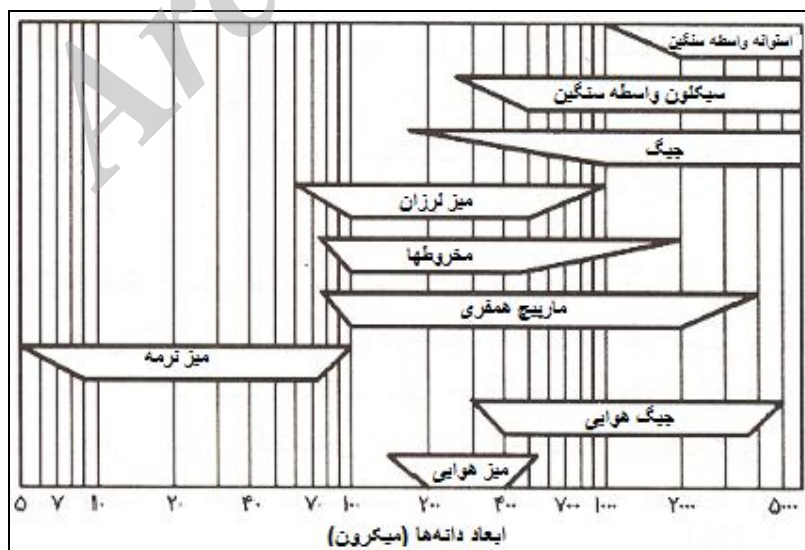
محدوده ابعاد لازم و کیفیت جدایش	معیار پرعیارسازی
جدایش تا ذرات با اندازه‌ی ابعادی ۷۵ میکرون امکان‌پذیر است.	بزرگ‌تر از ۲/۵
جدایش تا ذرات با اندازه‌ی ابعادی ۱۵۰ میکرون امکان‌پذیر است.	۱/۷۵-۲/۵
جدایش تا ذرات با اندازه‌ی ابعادی ۱/۷ میلی‌متر امکان‌پذیر است.	۱/۵-۱/۷۵
جدایش تا ذرات با اندازه‌ی ابعادی ۶/۳۵ میلی‌متر امکان‌پذیر است.	۱/۲۵-۱/۵
به جز موارد خاص اقتصادی نیست.	کمتر از ۱/۲۵

^۱ Concentration Criterion .



شکل ۱-۱۰. ابعاد دانه‌های قابل آرایش به روش ثقیلی نسبت به چگالی موثر

همان طور که واضح است چنانچه "نسبت چگالی موثر" بزرگ‌تر از $2/5$ باشد دانه‌هایی تا ابعاد ۷۵ میکرون را می‌توان با روش‌های ساده ثقیلی آرایش داد. با کاهش "نسبت چگالی موثر"، ابعاد کوچک‌ترین دانه‌های قابل آرایش به سرعت افزایش می‌یابد، به طوری که با کاهش این نسبت به $1/25$ ، تنها دانه‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ۶ میلی‌متر و با استفاده از روش‌های دقیق ثقیلی قابل آرایش هستند. در حد کمتر از $1/25$ ، آرایش ثقیلی مواد به طور اقتصادی امکان‌پذیر نیست. در شکل (۱-۱۱) حدود ابعاد مناسب برای روش‌های رایج ثقیلی نشان داده شده است.



شکل ۱-۱۱. حدود ابعاد مناسب برای روش‌های رایج ثقیلی



حرکت یک دانه جامد در یک محیط سیال علاوه بر چگالی به ابعاد و شکل آن نیز بستگی دارد. ابعاد دانه‌ها باید در حدی بوده که حرکت آن‌ها بر مبنای قانون نیوتن باشد (ابعاد ذرات بزرگ‌تر از ۵۰ میکرون). دانه‌هایی که ابعادشان در حدی است که بر مبنای قانون استوکس (ابعاد ذرات کوچک‌تر از ۵۰ میکرون) حرکت می‌کنند برای روش‌های ثقلی مناسب نیستند.

دقت در تهیه بار اولیه برای روش‌های ثقلی از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. زیرا در عملیات خرد کردن باید ضمن دستیابی به درجه آزادی مناسب، محصول خردشده حتی‌المقدور دانه درشت باشد. در مراحل خرد کردن سنگ معدنی بهتر است آسیا کردن توسط آسیای میله‌ای و در مسیر باز انجام شود، لیکن چنانچه لازم باشد مواد تا ابعادی کوچک‌تر از محدوده کارایی آسیاهای میله‌ای خرد شوند، می‌توان از آسیای گلوله‌ای در مسیر بسته استفاده کرد.

روش‌های ثقلی نسبت به نرمه (دانه‌های خیلی کوچک) بسیار حساس هستند، زیرا این دانه‌ها باعث افزایش ویسکوزیته محیط و در نتیجه کاهش دقت جدایش می‌شوند. در بیشتر روش‌های ثقلی معمولاً دانه‌های کوچک‌تر از ۱۰۰ میکرون را از بار اولیه جدا کرده، همراه باطله خارج می‌کنند. این عمل بسته به نوع کانه، ممکن است باعث از دست رفتن بخش قابل توجهی از کانی‌های بارزش شود. عمل نرمه‌گیری معمولاً توسط هیدروسیکلون انجام می‌شود، لیکن در اینجا بهتر است از سایر انواع کلاسیفایرها استفاده کرد، زیرا با توجه به نیروهای برشی زیادی که در هیدروسیکلون به دانه‌های جامد وارد می‌شود، نرمه بیشتری تولید می‌شود [۱].

الف- واسطه سنگین [۱۰]

وجود کانی‌هایی مثل دولومیت و کلسیت در شرایط لیچینگ اسیدی در فشار اتمسفریک موجب مصرف زیاد اسید سولفوریک می‌شود و از لحاظ اقتصادی بصره نیست. کانی‌های حاوی فلز روی، عمدتاً شامل همی مورفیت، ویلمایت و اسمیت زونیت می‌باشند. با استفاده از اختلاف وزن مخصوص (SG) میان کانی‌های حاوی روی (اسمیت زونیت، همی مورفیت و ویلمایت) و کانی‌های باطله مصرف کننده اسید سولفوریک (کلسیت و دولومیت) و تولید کننده ژل سیلیسی (کوارتز و کائولن)، می‌توان با روش واسطه سنگین جدایش مناسبی بدست آورد. این کار موجب سرمایه‌گذاری کم و هزینه‌های عملیاتی کم در روش‌های ثقلی می‌شود.



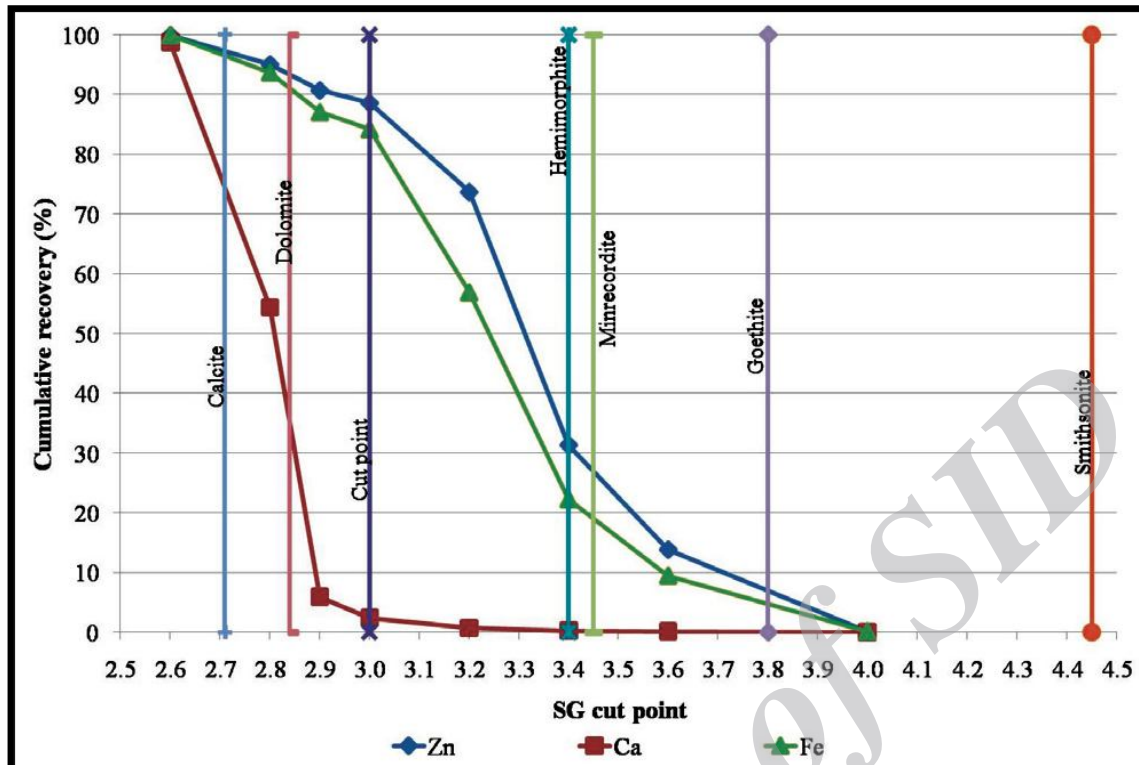
جدول ۱-۴ وزن مخصوص كانی های مختلف اكسيده كم عيار روی كه ممكن است در يك كانسنگ اكسيده روی وجود داشته باشند را نشان می دهد.

جدول ۱-۴. كانی های تشكيل دهنده كانه اكسيده كم عيار روی و وزن مخصوص آنها

وزن مخصوص	فرمول شیمیایی	كانی
۴/۴۵	$ZnCO_3$	اسمیت زونیت
۴/۰۵	$Zn_2(SiO_4)$	ویلمايت
۳/۴۵	$Zn_4(Si_2O_7)(OH)_2$	همی مورفیت
۲/۸۴	$CaMg(CO_3)_2$	دولومیت
۲/۷۱	$CaCO_3$	كلسیت
۲/۶۰	$Al_2Si_2O_5(OH)_4$	كائولینیت
۲/۶۲	SiO_2	كوارتز
۲/۴۴	$KAlSi_3O_8$	فلدسپات پتاسیم

با توجه به اینکه وزن مخصوص کانیهای کلسیت، دولومیت، کائولینیت و کوارتز پایین تر از ۳ می باشد، می توان با استفاده از واسطه سنگین با وزن مخصوص ۳ کانیهای نامبرده را از کانیهای حاوی روی جدا نمود.

شکل ۱-۱۲ جدایش کلسیت و دولومیت را از سایر کانیها در حد جدایش ۳ با واسطه سنگین نشان می دهد.

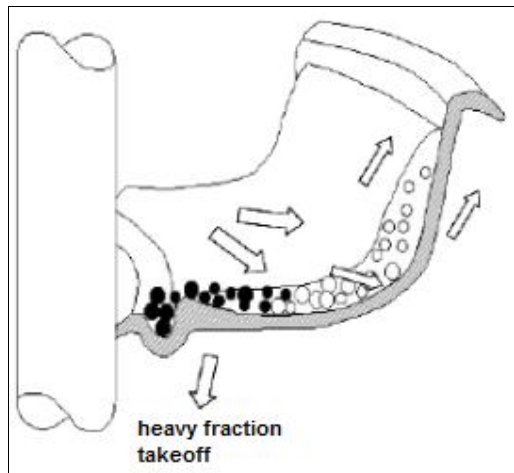


شکل ۱-۱۲. جدایش کلسیت و دولومیت از سایر کانیها در حد جدایش ۳ با استفاده از واسطه سنگین

ب- اسپیرال (مارپیچ همفری) [۱]

اسپیرال‌ها دستگاه‌های مارپیچی شکلی هستند که به صورت عمودی قرار دارند. ذرات سبک و سنگین به صورت پالپی با غلظت ۱۵ تا ۴۵ درصد جامد از بالا بر روی دستگاه ریخته می‌شوند. ذرات سنگین در کف در تماس با سطح بشقاب قرار می‌گیرند. در اثر حرکت دورانی آب، نیروی گریز از مرکزی بر روی ذرات وارد می‌شود که باعث رانده شدن ذرات با وزن مخصوص کم و معلق در آب به طرف جدار خارجی دستگاه و خروج آن‌ها از طریق روزنه‌هایی که در کنار بشقاب‌ها بدین منظور تعبیه شده‌اند، می‌شود در حالی که ذرات با وزن مخصوص بالا در روی سطح بشقاب قرار گرفته و نیروی اصطکاک موجود بین سطح و ذرات، مانع از رانده شدن آن‌ها به طرف جدار می‌گردد و بدین ترتیب جدایی انجام می‌گیرد. در پایین‌ترین سطح از مقطع مارپیچ، مجراهایی برای خروج مواد پر عیار شده پیش‌بینی شده است که با تنظیم آن‌ها می‌توان عرض نوار پر عیار شده را تنظیم کرد.

ابعاد مناسب ذرات برای پر عيار شدن در اسپيرالها بين ۰/۱ تا ۲ میلی‌متر است. شکل‌های ۱-۱۳ و ۱-۱۴ نشان‌دهنده اسپيرال و مقطع اسپيرال می‌باشند.



شکل ۱-۱۳. نمونه‌ای از یک دستگاه اسپيرال آزمایشگاهی
شکل ۱-۱۴. نمایی از مقطع اسپيرال

مارپیچ‌ها با شیب‌های مختلفی ساخته شده‌اند. نوع کم شیب آن برای کارهای دقیق‌تر مثل جدا کردن کانی‌هائی که اختلاف چگالی آن‌ها کمتر است، مورد استفاده قرار می‌گیرد. نوع پر شیب آن دارای ظرفیت بیشتری است، ولی نسبت به نوع قبل تولید محصول کم عيارتری می‌کند. بازیابی این نوع زیاد است و برای جدا کردن موادی بکار می‌رود که ضریب پر عيار کردن در مورد آن‌ها بیشتر از ۱/۶ باشد. ظرفیت مارپیچ‌های کم شیب در حدود ۱ تا ۳ تن در ساعت است و در مورد مارپیچ‌های پر شیب به حدود دو برابر این مقدار می‌رسد. معمولاً برای آرایش اولیه، مارپیچ‌ها شامل پنج پیچ کامل یا بیشتر هستند و در بعضی واحدهای آرایش نهایی، تعداد پیچ‌ها سه عدد است. با توجه به این امر که در این روش از تعداد زیادی مارپیچ استفاده می‌شود، سیستم توزیع پالپ اهمیت زیادی دارد و تأثیر زیادی بر روی بازیابی عملیات می‌گذارد. عدم یکنواختی پالپ ورودی باعث کاهش بازیابی می‌شود.

شایان ذکر است که معمولاً این دستگاه‌ها به صورت سری قرار داده می‌شوند طوری که هر سری شامل چند اسپیرال می‌شود. اسپیرال‌ها در مواقعی که درجه‌ی آزادی کانی در ابعاد کاربردی بالا است، کارایی مناسبی دارند. از حدود سال ۱۹۷۰ میلادی مارپیچ‌های مضاعف ساخته شده‌اند که دارای دو محل جداگانه برای ورود بار اولیه هستند و در یک فضای واحد، حول یک محور مرکزی قرار گرفته‌اند. بدین صورت در فضای لازم برای آن‌ها صرفه‌جویی قابل توجهی شده است. همچنین در سال‌های اخیر مارپیچ‌های سه‌تایی نیز ساخته شده‌اند. بدین ترتیب یک مارپیچ مضاعف که قادر به آرایش ۵ تا ۱۰ تن بار اولیه در ساعت باشد، دارای وزنی کمتر از ۷۰ کیلوگرم است. شکل‌های ۱-۱۵ و ۱-۱۶ اسپیرال موجود در دانشگاه تربیت مدرس و تیغه جدا کننده در آن را نشان می‌دهند.



شکل ۱-۱۶. نحوه قرارگیری تیغه



شکل ۱-۱۵. اسپیرال آزمایشگاهی دانشگاه تربیت مدرس

جداکننده در اسپیرال

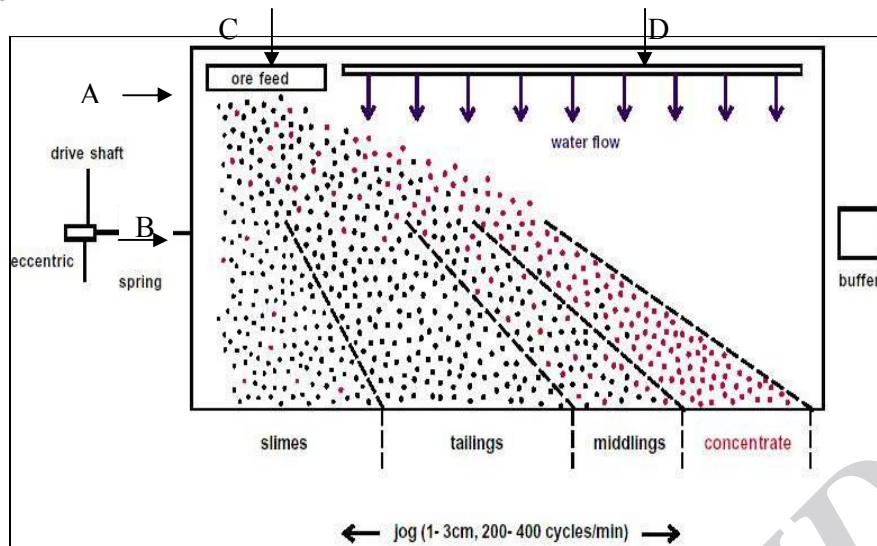
ج- میز لرزان [۱]

در میان وسایل پرعیارسازی ثقلی، میز لرزان موثرترین آن‌هاست. از این وسیله برای پرعیارسازی مواد نسبتاً دانه ریز و گاهی آرایشی نهایی موادی که به سایر روش‌های ثقلی پر عیار شده‌اند استفاده می‌شود. شکل (۱-۱۷) نشان‌دهنده میز لرزان می‌باشد. میز لرزان مطابق شکل ۱-۱۸ از سطحی

مستطیل شکل (A) که در جهت عرض شیبی جزئی دارد، تشکیل شده است. بار اولیه به صورت پالپی با غلظت حدود ۲۵ درصد جامد از یک گوشه آن به جعبه تقسیم C وارد شده، از آنجا بر روی میز توزیع می‌شود. این جعبه تقسیم، بخشی از میز را اشغال کرده است. در ادامه آن نیز بخشی برای ورود آب شستشو و توزیع آن بر روی میز پیش‌بینی شده است (D). سطح میز توسط مواعی که معمولاً در امتداد طول میز یا نزدیک به آن هستند، پوشیده شده است. ارتفاع آن‌ها از سمت ورود بار اولیه به طرف دیگر، به تدریج کم می‌شود به نحوی که بخشی از سطح میز صاف و بدون مانع است. توسط مکانیزم B، حرکتی نوسانی در جهت طول میز به آن منتقل می‌گردد. این حرکت به نحوی است که میز را به آرامی به جلو می‌برد و به سرعت به عقب بر می‌گرداند. در نتیجه دانه‌های جامد موجود بر روی سطح میز، در امتداد طول آن به جلو پرتاب می‌شوند. بنابراین دانه‌ها تحت تأثیر دو نیرو قرار می‌گیرند. یکی نیروی ناشی از حرکت میز در جهت طول آن و دیگری نیروی ناشی از حرکت لایه نازک آب در امتداد بزرگ‌ترین شیب میز (عمود بر امتداد اول). بر آیند این دو نیرو، در امتداد قطر میز از محل ورود بار اولیه است و چون تأثیر جریان لایه نازک آب به ابعاد و چگالی دانه‌ها بستگی دارد، در نتیجه دانه‌های کوچک‌تر و سنگین‌تر دارای حرکتی عمدتاً در جهت طول میز هستند و بدین ترتیب به بخش محصول پر عیار شده هدایت می‌شوند، حال آنکه دانه‌های درشت‌تر و سبک‌تر با عبور از مواعی به بخش باطله منتقل می‌گردند. در بخش خروجی معمولاً یک یا تعدادی تیغه قابل تنظیم وجود دارد که با کنترل موقعیت آن‌ها می‌توان محصولات به دست آمده را کنترل کرد.

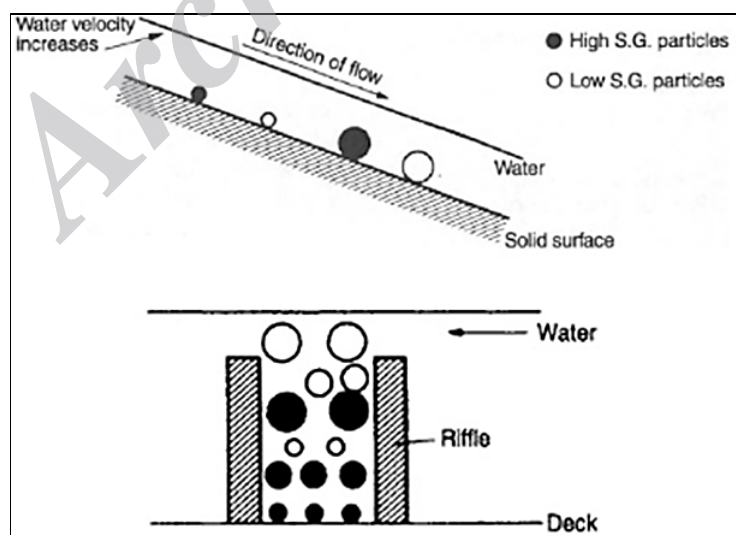


شکل ۱-۱۷. نمایی از میز لرزان



شکل ۱-۱۸. نحوه جدایش مواد در سطح میز لرزان

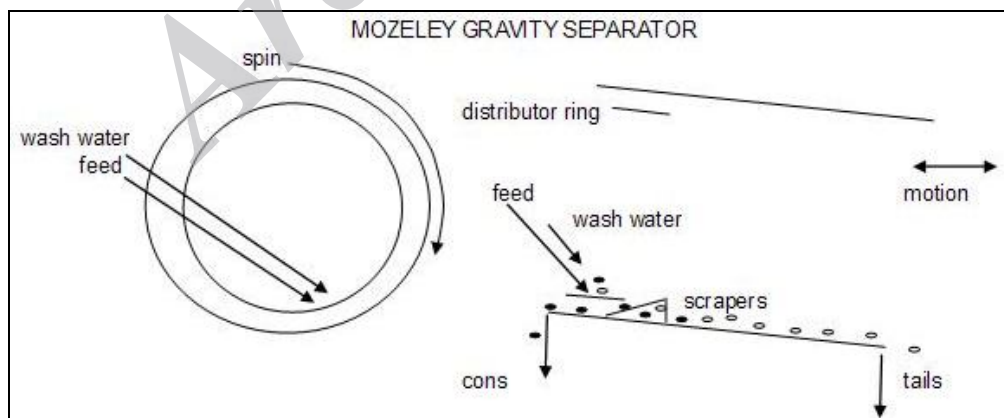
طبقه‌بندی دانه‌ها در پشت موانع به نحوی است که کوچک‌ترین دانه‌های کانی سنگین در پایین و بزرگ‌ترین دانه‌های کانی سبک در بالا قرار می‌گیرند. لایه‌های مواد در طول موانع در اثر فشار وارده از طرف مواد معدنی جدیدی که بر روی میز جریان می‌یابند و همچنین جریان لایه نازک آب حرکت می‌کنند. با کاهش تدریجی ارتفاع موانع، به تدریج دانه‌های کوچک‌تر و سنگین‌تر با جریان لایه آب قرار می‌گیرند. پر عیار شدن نهایی در انتهای میز و در محلی که مانعی وجود ندارد، پدید می‌آید. در این بخش معمولاً ضخامت لایه دانه‌ها معادل با دو برابر قطر یک دانه است. شکل ۱-۱۹ نحوه قرارگیری ذرات در جریان آب



شکل ۱-۱۹. نحوه قرارگیری ذرات در جریان آب

د- جدا کننده موزلی (MGS) [۱]

جدا کننده استوانه‌ای لرزان (MGS) برای جدایش ذرات ریز و نرمه طراحی شده است. ذراتی که به دلیل کاهش اندازه‌ی ابعادی و کاهش اثر اختلاف چگالی، جدایش ثقلی آن‌ها به سختی صورت می‌گیرد. با وجود کارایی خوب این دستگاه در جدایش ذرات ریز، ظرفیت آن کم است. نحوه جدایش مواد در این وسیله مشابه میزهای لرزان است با این تفاوت که بستر جدایش به جای یک سطح مسطح، از سطح یک استوانه تشکیل شده است که حول محور خود دوران می‌کند. با توجه به نیروی گریز از مرکز وارد بر دانه‌ها، امکان آرایش ثقلی مواد معدنی توسط این وسیله در ابعاد کوچک‌تر وجود دارد. این جدا کننده مطابق شکل ۱-۲۰ از استوانه‌ای تشکیل شده است که محور آن نسبت به افق دارای شیبی قابل تنظیم است و حول این محور با سرعتی قابل تنظیم دوران می‌کند. به علاوه، استوانه در امتداد محور خود دارای حرکت نوسانی غیریکنواختی است که در جهت افزایش شیب به سرعت به جلو می‌رود و در جهت عکس با سرعتی کمتر به عقب بازمی‌گردد. دامنه و فرکانس این حرکت نوسانی نیز قابل تنظیم است. بار اولیه پس از ورود به استوانه در اثر گردش استوانه تحت تأثیر نیروی گریز از مرکز قرار می‌گیرد. با برقرار کردن جریان لایه‌ای آب با ضخامت مناسب بر روی جدار داخلی استوانه، کانی‌های سبک‌تر در جهت شیب توسط آب به خارج حمل می‌شوند. کانی‌های سنگین‌تر که با نیروی بیشتری به جدار داخلی استوانه چسبیده‌اند، تحت تأثیر حرکت نوسانی از سمت مخالف استوانه تخلیه می‌شود. توسط این جداکننده می‌توان مواد معدنی را در ابعاد ۵۰۰ تا ۱ میکرون آرایش داد. در سال‌های اخیر از این وسیله برای آرایش ثقلی مواد معدنی در ابعاد کوچک‌تر و همچنین آرایش باطله‌های قدیمی معادن استفاده شده است.



شکل ۱-۲۰. نمایی از جدا کننده استوانه‌ای لرزان (MGS)



۱-۷-۲) روش پرعيارسازی مغناطیسی [۴]

از جدا کننده‌های مغناطیسی معمولاً برای پرعيارسازی کانیهای مغناطیسی مانند آهن و ماسه‌های ساحلی و همچنین آهن‌زدایی بعضی از مواد معدنی و نیز به عنوان فیلترهای مغناطیسی برای حذف ذرات سوسپانسیون مغناطیسی از سیال استفاده می‌شود. عمل جدایش معمولاً در اثر عبور سوسپانسیون و یا مخلوطی از ذرات از یک میدان مغناطیسی صورت می‌گیرد که طی آن انحراف ذراتی با قابلیت مغناطیسی را به دنبال دارد. در پرعيارسازی به روش مغناطیسی نیروی خارجی غالب نیروی مغناطیسی است و جدایش یک کانی از کانیهای دیگر و یا حذف ذرات مغناطیسی از دیگر مواد، به حرکت ذرات در مقابل نیروی مغناطیسی و دیگر نیروهای رقیب مانند نیروی گرانشی نیروی هیدرودینامیکی سیال در جدایش به روش تر، نیروی اینرسی و نیروی گریز از مرکز بستگی دارد.

به منظور دستیابی به جدایش ذراتی ایده‌آل ذراتی با قابلیت مغناطیسی قوی از دیگر ذرات با قابلیت مغناطیسی ضعیف در حوزه مغناطیسی یک جدا کننده، لازم است تا جزئی از نیروی مغناطیسی عمل کننده بر ذرات مغناطیسی همواره بزرگتر از کلیه نیروهای رقیب باشد. به عبارت دیگر نیروی مغناطیسی عمل کننده بر روی ذراتی با قابلیت غیر مغناطیسی باید همواره کوچکتر از کلیه نیروهای رقیب باشد و این امر با تغییراتی که در شدت جریان دستگاه داده می‌شد تعیین و بهینه می‌شود.

بطور کلی مواد معدنی از نظر خواص مغناطیسی به سه دسته فرومنیتیت، پارامنیتیت و دیامنیتیت تقسیم بندی می‌شوند که به ترتیب شدیداً مغناطیسی، نیمه مغناطیسی و غیر مغناطیسی می‌باشند. کانیهای مانند هماتیت، گوتیت و پیرولوزیت، پارامنیتیت می‌باشند.

معمولاً میزان حساسیت کانیها به نیروی مغناطیسی و قدرت واکنش آنها به میدان مغناطیسی با تاثیرپذیری مخصوص مغناطیسی (Ks) با واحد m^3/kg (متر مکعب بر کیلوگرم) تعریف می‌شود. مقدار Ks برای کانیهای عمده موجود در کانسنگ حاوی روی در جدول ۱-۵ آمده است.



جدول ۱-۵. تاثیر پذیری مغناطیسی کانیهای موجود در کانسنگ اکسیده روی مهدی آباد

کانی	خاصیت مغناطیسی	تاثیر پذیری مغناطیسی (Ks) (m^3/kg)
کوارتز	دیامنیستیت	$6/2 \times 10^{-9}$
باریت	دیامنیستیت	$3/84 \times 10^{-9}$
دولومیت	دیامنیستیت	$4/8 \times 10^{-9}$
اسمیت زونیت	دیامنیستیت	$3/41 \times 10^{-9}$
همی مورفیت	دیامنیستیت	$4/29 \times 10^{-9}$
سروزیت	دیامنیستیت	$2/88 \times 10^{-9}$
هماتیت	پارامنیستیت	$2/5 \times 10^{-7}$
گوتیت	پارامنیستیت	$2/5$ تا 6×10^{-7}
پیرولووزیت	پارامنیستیت	$0/48$ تا $1/1 \times 10^{-6}$

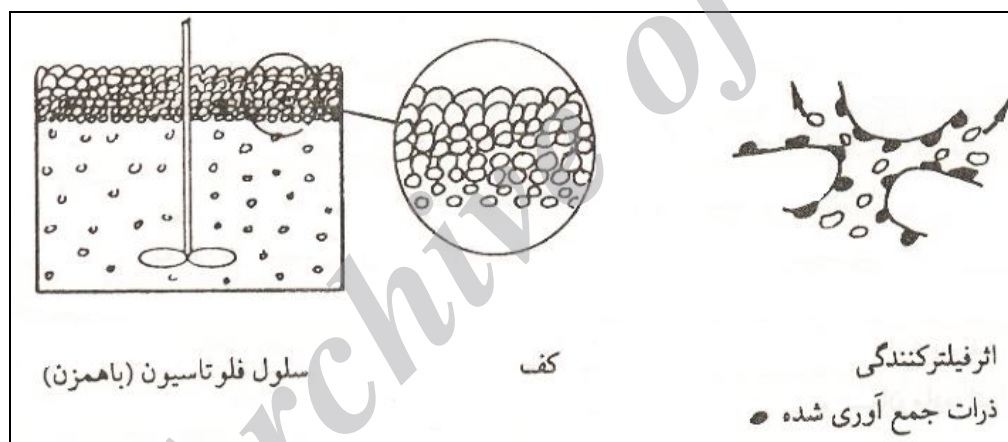
همانطور که از جدول فوق نمایان است سه کانی فلزی عمده تشکیل دهنده کانسنگ که حدود ۵۰ درصد از کل کانسنگ را شامل می‌شوند، یعنی هماتیت، گوتیت و پیرولووزیت خاصیت پارامنیستی داشته و میزان تاثیر پذیری مغناطیسی آن حدوداً ۱۰۰ برابر کانیهای دیگر است. بدین ترتیب احتمال جدایش این کانیها توسط جداکننده مغناطیسی شدت بالا زیاد است. همچنین کانیهای دیگر منگنز از جمله کالکوفانین و پسی لومان نیز به مقدار اندک در کانسنگ روی اکسیده وجود دارند.

بهر حال با توجه به این خاصیت در کانسنگ استفاده از جداکننده های مغناطیسی به عنوان فرآوری اولیه قبل از فرآیند لیچینگ جهت جدایش کانیهای آهن و تا حدودی منگنز مفید به نظر می‌رسد، چرا که وجود آهن در فرآیند لیچینگ باعث بالا رفتن مصرف اسید خواهد شد.

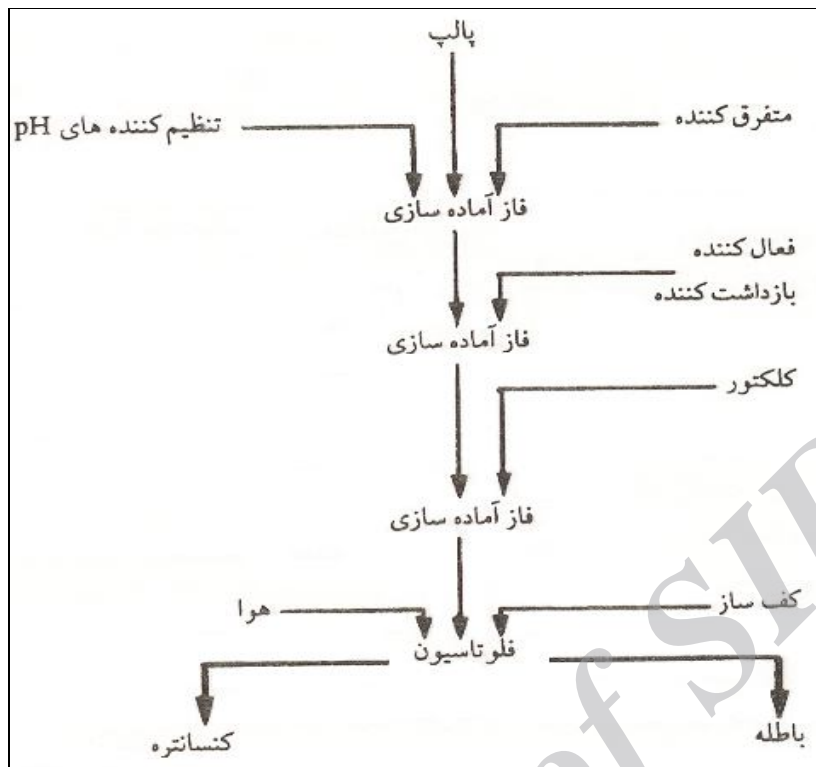
۱-۷-۳) روش فلوئوتاسیون

فلوئوتاسیون یکی از روش‌های آرایش مواد معدنی است که بر مبنای خواص شیمی-فیزیکی سطوح جامدات برای ذرات ۸۴۰ تا ۷۵ میکرون در یک محیط سیال و جریان هوا برای ایجاد حباب‌های مناسب بنا شده است. ذراتی که در حالت ایده‌آل از یک فاز تشکیل شده‌اند در داخل آب، پالپی را تشکیل می‌دهند که رقت آن ۲۵ تا ۴۵ درصد جامد است. این پالپ با بعضی مواد شیمیایی مخلوط می‌شود (فاز آمادگی) تا pH مطلوب به دست آید. سپس با مواد شیمیایی دیگری به نام متفرق کننده‌ها که نقش آن‌ها متفرق کردن ذرات ریز یا نرمه از سطح کانی‌هاست، آغشته می‌شود. در مرحله بعد با مواد شیمیایی دیگری به نام بازداشت کننده‌ها که هدف آن‌ها آبگیر کردن سطوح بعضی ذرات است آماده می‌شود. سرانجام پالپ با مواد آلی دیگری به نام جمع کننده‌ها (کلکتور)

که نقش آن‌ها آبران کردن ذرات است مخلوط می‌شود. پالپ آماده شده به داخل سلول فلوتاسیون وارد می‌شود. سپس جریان هوا توسط همزن، دیافراگم و یا الکترودهایی که برای تولید و پراکنده کردن حباب هوا ایجاد شده وارد این پالپ می‌شود. البته در بعضی موارد که جمع کننده‌ها قادر به تولید کف نیستند، قبل از ورود هوا برای پایدار ساختن حباب هوا از مواد آلی دیگری به نام کف‌سازها استفاده می‌کنند. بدین ترتیب ذراتی که سطح آن‌ها به وسیله کلکتور آبران شده است حباب هوا را جذب می‌کنند و تحت تأثیر نیروی ارشمیدس به سطح پالپ منتقل می‌شوند (ذرات آبران). ذراتی که به کمک بازداشت کننده‌ها آنگیر شده بودند حباب هوا جذب نمی‌کنند و غرق می‌شوند. هر گاه کانی مورد نظر به صورت کف در سطح پالپ ظاهر شود، فلوتاسیون را مستقیم و اگر در ته پالپ ظاهر شود آن را غیرمستقیم می‌گویند. شکل ۱-۲۱ سیستم ساده فلوتاسیون و مراحل مختلف فلوتاسیون به صورت نمودار در شکل ۲۲- نیز نشان داده شده است.



شکل ۱-۲۱. اصول فلوتاسیون



شکل ۱-۲۲. نمودار ساده مراحل یک فلوتاسیون

در مورد کانسنگ اکسیده کم عیار روی در صورتی که درجه آزادی در ابعاد ریز (کوچک تر از ۵۰۰ میکرون) حاصل شود می توان به روش فلوتاسیون عمل کرد، زیرا در این حالت اختلاف وزن مخصوص کانه روی نسبت به باطله کاهش می یابد. بدیهی است تا ابعاد آزادی حدود ۱۰۰ میکرون، باید به روش فلوتاسیون عمل شود [۱].

الف- فلوتاسیون اسمیت زونیت

هدف از فلوتاسیون، شناورسازی کانی اسمیت زونیت نسبت به سایر کانیهای کربناته مصرف کننده اسید می باشد. کانیهای اکسیده روی به شکل سیلیکاته و کربناته یافت می شوند. اسمیت زونیت ($ZnCO_3$) یک کانی اکسیده روی می باشد. این کانی، یک کانی نمکی نیم محلول با ثابت حلالیت $10^{-10} \times 1/46$ می باشد. فلوتاسیون، رایج ترین روش برای فرآوری اسمیت زونیت و دیگر کانی های اکسیده روی می باشد. جداسازی کانیهای اکسیده روی از گانگ آنها بوسیله فلوتاسیون بعلت شباهتهای موجود در شیمی-فیزیک و شیمی سطح کانیهای تشکیل دهنده، شدت پیچیده است. علاوه بر این، فلوتاسیون کانی های روی نسبت به فلوتاسیون دیگر کانیهای سولفیدی مشکل تر است [۱۱].



در مورد اسمیت زونیت، فعالیت سطحی کانی در آب افزایش می یابد و جذب مولکولهای آب بوسیله جذب شیمیایی صورت می گیرد. این فعالیت بالای دو قطبی های آب، یکی از عوامل مهم برای پایین بودن قابلیت شناوری اسمیت زونیت در مقایسه با اسفالریت می باشد [۱۲].

مطالعات در مورد اسمیت زونیت شامل سولفیدی کردن، فعال سازی با سولفات مس و فلوتاسیون با گزنتات یا مرکاپتانهای زنجیر بلند می باشد. فعال سازی قبل از فلوتاسیون با سولفید سدیم ضروری می باشد. علی رغم تاثیر مضر نرمة، آماده سازی مناسب، خنثی سازی و بازداشت ممکن است فلوتاسیون قابل قبولی را حتی بدون نرمة گیری، ارائه دهد [۱۳].

چندین روش برای فلوتاسیون کانی های اکسیده فلزات پایه پیشنهاد شده اند. مهمترین روشهایی که مورد استفاده قرار گرفته اند بشرح ذیل می باشند [۱۴]:

۱- سولفیدی کردن با سولفید سدیم و فلوتاسیون با یک کلکتور کاتیونی نظیر آمین ها

۲- استفاده از اسیدهای چرب

۳- سولفیدی کردن و فعال سازی با استفاده از یک یون فلزی و فلوتاسیون با یک کلکتور سولفیدریل نظیر گزنتات

۴- دیگر کلکتورهای سولفیدریل نظیر مرکاپتان ها

۵- معرف های کی لیت ساز

۶- مخلوطی از کلکتورهای آنیونی و کاتیونی نظیر گزنتات با آمین ها

کانه های اکسیده روی را می توان با آمین های نوع اول زنجیر بلند بعنوان کلکتور بعد از سولفیدی کردن با سولفید سدیم و ترکیب محلول آمین آلیفاتیک، که حاوی ۸ تا ۱۸ اتم کربن می باشد، فلوته نمود. آبراموف نشان داده است که فلوتاسیون اسمیت زونیت زمانی بهترین جواب را می دهد که لوریل آمین استات بعنوان کلکتور بعد از سولفیدی کردن کانی با سولفید سدیم استفاده شود، ولی فلوتاسیون به pH بستگی دارد.

سولفید سدیم (Na_2S) نسبت به سولفید هیدروژن سدیم (NaHS) ارزانتر بوده و یک pH بالایی حاصل می کند. اسید کربوکسیلیک برای جدایش اسمیت زونیت از کانیهای سیلیسی یا رسی قابل استفاده است، ولی مواد آهکی (کلسیم دار) نظیر کلسیت یا دولومیت در حین فلوتاسیون اسمیت زونیت شناور می شوند [۱۱].



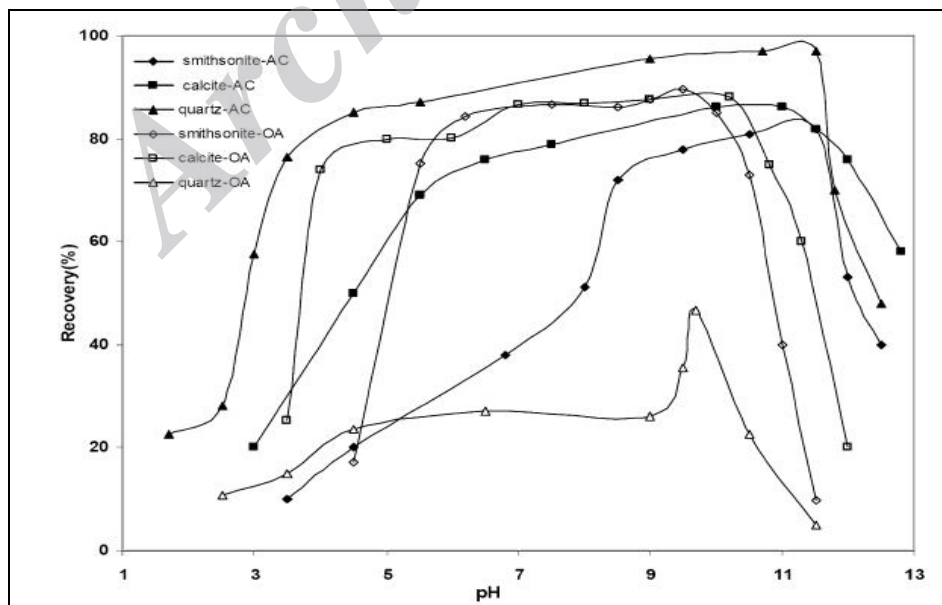
معرفیهایی نظیر سیلیکات سدیم (نوع N) و نشاسته را می توان برای بازداشت کردن کلسیت در pH=۷-۱۰ بکار برد.

معرف ها (مواد شیمیایی) مورد استفاده برای فلوتاسیون اسمیت زونیت مطابق جدول ۶-۱ می باشند [۱۴].

جدول ۶-۱. معرف های مورد استفاده در آزمایشات فلوتاسیون اسمیت زونیت

Chemical	Concentration	Supplier	Role
Armac C	99	Akzo Nobel	Collector
Armac T	99	Akzo Nobel	Collector
Flotigam SA	99	Akzo Nobel	Collector
Flotigam TA	99	Akzo Nobel	Collector
Armeen TD	99	Akzo Nobel	Collector
Oleic acid	99	Merck	Collector
Sodium sulphide	75	Merck	Sulfidizing reagent
Sodium silicate	97	Merck	Depressant
Starch	99	Merck	Depressant
Sodium fluoric	99	Merck	Depressant
Sodium hexa methaphosphate	96	Scharlau	Depressant
HCl	-	Merck	pH adjuster
NaOH	-	Merck	pH adjuster

شکل ۱-۲۳ بازیابی های فلوتاسیون اسمیت زونیت، کلسیت و کوارتز بعنوان تابعی از pH با ۵۰۰ گرم بر تن کلکتورهای آرماک C و اولئات را نشان می دهد [۱۴].



شکل ۱-۲۳. نتایج فلوتاسیون بصورت تابعی از pH. (Armac C 500 g/t, Oleate 500 g/t).



فلوتاسیون اسمیت زونیت با ۵۰۰ گرم بر تن کلکتور آرماک C در $pH=8$ شروع می شود. با افزایش pH از ۸ تا ۱۱/۵، فلوتاسیون پیشرفت نموده و در pH بهینه حدود ۱۱ بازیابی اسمیت زونیت برابر ۸۲ درصد می باشد. به گفته مارابینی، آمین آزاد که به صورت گونه های فعال موجود می باشد به شکل $RNH_2(aq)$ ماکزیمم غلظت را دارد.

در محدوده pH فلوتاسیون اسمیت زونیت، کلسیت و کوارتز فلوته می شوند و ضروری است تا یک بازداشت کننده برای کلسیت و کوارتز بکار برد. استفاده از کلکتور آنیونی در محدوده $pH=5-9/5$ فقط اسمیت زونیت و کلسیت را با استفاده از ۵۰۰ گرم بر تن اولئات شناور می کند. بنابراین، برای جدایش اسمیت زونیت از کلسیت، استفاده از بازداشت کننده برای کلسیت ضروری است.

استفاده از کلکتور آرماک C بعنوان کلکتور و سولفید سدیم به اندازه ۵۰۰ گرم بر تن در $pH=11$ ، افزایش غلظت کلکتور موجب افزایش بازیابی اسمیت زونیت تا ۹۲ درصد می شود ولی بعد از آن کاهش می یابد. این کاهش بازیابی را می توان به بازداشت اسمیت زونیت بعلت پایین بودن پتانسیل پالپ نسبت داد [۱۵].

ب- فلوتاسیون کانیهای سیلیکاته روی

کانی همی مورفیت ($2ZnO.SiO_2.H_2O$) و ویلمایت ($2ZnO.SiO_2$) دو کانی سیلیکاته روی به شمار می روند. هر دو کانی در pH بالای ۵ بار سطحی منفی دارند و با کلکتورهای کاتیونی به راحتی فلوته می شوند. مطابق مطالعاتی که در زمینه فلوتاسیون کانیهای سیلیکاته روی انجام گرفته است، چندین آمین مثل Flotbel 1، Flotbel CA، Flotbel CH-A، آئروآمین، آرماک T، آرماک S، آرماک CD، آرماک 12D، آرماک HTD، دوماک S، دوماک C، Flotigan D، Flotigan S، دی آمین DHPL، دی آمین استات و کوکو آمین مورد استفاده قرار گرفتند که از بین آمین های اشاره شده، آمین های ساخته شده از روغن نارگیل نتایج رضایت بخشی به همراه داشته است. موثرترین آمین از میان آمین های مورد استفاده شامل آرماک C و کوکو آمین KK بوده است. در مورد فلوتاسیون همی مورفیت و ویلمایت، بازیابی روی بوسیله استیریل آمین بعنوان کلکتور در $pH=10$ افزایش می یابد. ویلمایت بهتر از همی مورفیت با آمین بعنوان کلکتور بخصوص در محدوده pH کمتر قلیایی فلوته می شود. اختلاف در رفتار فلوتاسیون دو کانی بوسیله ترکیب شیمیایی و ساختاری این کانیها تشریح می شود. ویلمایت نوعی نروسیلیکات با گروه تتراآندرال SiO_4^{4-} است که با کاتیون روی اتصال دارد در حالیکه در همی مورفیت اتمهای روی بصورت چهاروجهی با ۳ اتم اکسیژن و یک یون هیدروکسیل ارتباط دارند. در نتیجه تحرک کمتری از کانیهای Zn^{2+} در همی



مورفیت نسبت به ویلمایت مشاهده می‌شود. برای جذب بهتر آمین روی همی مورفیت نیاز است تا پوشش هیدراته از روی سطح همی مورفیت برداشته شود. بنا بر تحقیق محققین، بهترین محدوده pH فلوتاسیون کانیهای سیلیکاته روی ۱۰/۵-۱۱/۵ می‌باشد، اگر چه بعضی از کانیها به pH کمتر، واکنش بهتری نشان می‌دهند. کلکتور دو دسیل آمین نیز برای فلوتاسیون کانیهای سیلیکاته روی مفید می‌باشد [۱۸].

کانیهای سیلیکاته روی (همی مورفیت و ویلمایت) در محدوده pH=۸/۵-۱۲ در حضور کلکتورهایی نظیر اسید چرب نیز فلوته می‌شوند. البته در این مورد هم فعال سازی با سولفید سدیم قبل از فلوتاسیون پالپ ضروری می‌باشد [۱۷].

طبق مطالعه‌ای که Salum و همکاران بر روی نقش سولفید سدیم در فلوتاسیون کانیهای سیلیکات روی با کلکتور آمین انجام داده‌اند مشخص شده است که ویلمایت قابلیت انحلال بیشتری نسبت به همی مورفیت دارد و بنابراین بیشتر تحت تاثیر سولفید سدیم قرار می‌گیرد. با افزودن سولفید سدیم، بار خالص روی کانه سیلیکات روی نسبت به حالت بدون افزودن سولفید سدیم بیشتر منفی می‌شود (پتانسیل زتا -110 mV در مقایسه با -70 mV). افزودن سایر معرفها نظیر کربنات سدیم یا هیدروکسید سدیم منجر به کاهش عیار و بازیابی کانه سیلیکاته روی می‌شود. همچنین همی مورفیت نسبت به ویلمایت نیاز به زمان آماده سازی بیشتر (۲ برابر) در محلول سولفید سدیم دارد تا غلظت کاتیونهای Zn^{2+} در محلول یکسان شود [۱۸].

برای متفرق نمودن نرمه در پالپ و جلوگیری از تاثیر مضر آنها بر فرآیند فلوتاسیون، استفاده از متفرق کننده‌هایی نظیر کربنات سدیم، سیلیکات سدیم، پلی فسفات (کالگون) و کلوئیدهای آلی نظیر دکستروزین و کربوکسی متیل سلولز ضروری می‌باشد. بازیابی روی به طور قابل توجهی با استفاده از غلظت‌های بالایی از سولفید سدیم و یک متفرق کننده، افزایش می‌یابد. Vidal در سال ۱۹۸۷ مشاهده نمود که کالگون (مخلوط تجاری از پیرو و هگزامتاسفات) بازیابی روی سیلیکاته را افزایش و میزان کلسیم و منیزیم را کاهش می‌دهد. با آزمایشاتی که Garely و Peres بر روی کانه سیلیکاته روی انجام داده‌اند با استفاده از 6800 g/t سولفید سدیم و 6992 g/t معرف متفرق کننده پلیمری به‌مراه سیلیکات سدیم، کنسانتره روی با عیار $38/4$ درصد و بازیابی $72/4$ درصد در مقیاس پایلوت بدست آورده‌اند [۱۶].

غلظت مواد شیمیایی مورد استفاده برای کانیهای سیلیکاته روی طبق نظر Salum و همکاران شامل $7500-10000\text{ g/t}$ سولفید سدیم یا هیدرو سولفید سدیم و $1000-3000\text{ g/t}$ کلکتور کاتیونی می‌باشد که البته بستگی به درجه آزادی کانیها و کانیهای گانگ مرتبط با آن دارد [۱۸].



در مورد فلوتاسیون کاتیونی کالامین (همی مورفیت) و استفاده از سولفید های سدیم و آمین در فلوتاسیون ناپیوسته، مارابینی از ترکیباتی از تری پولی فسفات و گوار نمک متیل کربوکسیلیک سدیم برای بازداشت کوارتز استفاده نمود. طبق نظر مارابینی، متیل کربوکسیلات، کلسیت را بطور خیلی موثری بازداشت می کند [۱۷].

۱-۷-۴) عمل آوری حرارتی کنسانتره

کانه سیلیکاته روی پس از پیش تغلیظ و قبل از لیچینگ، تحت عمل آوری حرارتی قرار می گیرد تا حلالیت آن افزایش یابد. کانیهای سیلیکاته به دو صورت وجود دارند: سیلیکاته های بدون آب و سیلیکاته های آبدار.

سیلیکاته های بدون آب به دو طریق عمل آوری می شود:

- ذوب و خنک کردن سریع برای بدست آوردن یک ساختمان شیشه ای که به آسانی قابل خرد و آسیا شدن و لیچ بوسیله اسیدها باشد.
- حرارت دادن در دمای زیر نقطه ذوب به منظور تغییر فاز، مانند اسپدومن که وقتی تا دمای ۱۱۰۰ درجه سانتیگراد حرارت داده شود به فرم β تغییر شکل می دهد که دارای وزن مخصوص کمتری می باشد. در اثر تغییر حجم، محصول متخلخل شده و به آسانی خرد و لیچ می شود.

ولی سیلیکاته های آبدار باید در دمای ۵۰۰ درجه سانتیگراد حرارت داده شوند تا گروه های هیدروکسیل به شکل بخار آب از ساختمان بلوری خارج شود. ماده جامد متخلخل به جای مانده، دارای سطح مخصوص زیاد بوده و با اسیدهای رقیق (اسید سولفوریک) به آسانی لیچ می شوند. این فرآیند بعنوان دی هیدروکسیلاسیون شناخته می شود.

بسته به ساختمان سیلیکاته ها، دی هیدروکسیله شدن بعضی از آنها همراه با تشکیل جامد حاوی سیلیس با ساختمان نامنظم در فاز بلوری خیلی کوچک است که نسبت به اشعه ایکس آمورف است. چنین محصولی واکنش پذیری بالایی در لیچینگ دارد. به هر حال اگر بعد از دی هیدروکسیلاسیون دما افزایش یابد در دمای مشخصی محلول جامد نامنظم، متبلور و فاز آمورف ناپدید می شود. این تغییر فاز با موارد ذیل همراه است:

- ظهور یک گراف واضح از اشعه ایکس
- اثر گرمازا که در دمای پایین غیر قابل برگشت است
- کاهش سطح مخصوص
- واکنش پذیری محصول به شدت کاهش می یابد



وقتی سيليكاتهای عمل آوری شده با حرارت، با اسيدهای رقيق تركيب شوند، فلزات موجود حل شده و اسكلتی از سيليس باقی می گذارند. اما وقتی از اسيد غليظ استفاده شود، سيليس كلوئیدی تشكيل می گردد که در فيلتراسيون مشکل ايجاد می کند. بعلت مشکلاتی که در مراحل بعدی مانند مراحل خنثی سازی و شستشو ايجاد می گردد استفاده از اسيد غليظ مطلوب نیست. [٢].

Archive of SID



فصل دوم

نمونه برداری، آماده سازی و آنالیز -

های شناسایی نمونه

Archive of SID



٢-١ معدن مهدي آباد يزد [٤]

اين معدن داراي دو بخش سولفور و اکسيده است که بخش اصلي داراي ١٦٥ ميليون تن ذخيرۀ قطعي و ٤٠٠ ميليون تن ذخيرۀ احتمالي است و به عبارتي دومين ذخيرۀ دست نخورده روی جهان محسوب می شود. علاوه بر اين بخش کوچکی نيز وجود دارد که از عيار ١٤ تا ٢٥ درصد برخوردار است که ذخيرۀ ای معادل ١/٥ تا ٢ ميليون تن دارد. مواد معدنی اصلي اين معدن شامل کانيه های اسفالريت، گالن، سروزيت، اسميت زونيت، کالامين و باریت می باشد. مواد معدنی فرعی شامل کانيه های حاوی فلزات نقره، کادميوم، منگنز، آهن و مس می باشد. سنگ ميزبان کانيه های اين معدن، آهک و دولوميت است. معدن سرب و روی مهدي آباد شامل ٤ ذخيرۀ مهم می باشد:

- ذخيرۀ اکسيده به مقدار ٤٥،٢٢٨،٠٠٠ تن با عيار متوسط ٧/٣٪ روی و ٢/٣٪ سرب
- ذخيرۀ سولفور به مقدار ١١٦،٥٣٣،٠٠٠ تن با عيار متوسط ٧/١٥٪ روی و ٢/٤٧٪ سرب
- ذخيرۀ کربناته (کالامين) به مقدار ١،٨٤٥،٠٠٠ تن با عيار ١٨/١٤٪ روی و ٣/٣٦٪ سرب
- ذخيرۀ باریت به مقدار ١٠،٤١٦،٠٠٠ تن

٢-٢ نمونه برداری و آماده سازی نمونه

مقدار ١ تن نمونه از خاک اکسيده بخش زون شرقی معدن سرب و روی مهدي آباد يزد با ایجاد ترانشه در ٤ نقطه متفاوت از معدن تهيه شد. سپس با مخلوط نمودن نمونه ها در محل معدن و تقسيم آن به نصف، مقدار ٤٠٠ کيلوگرم نمونه به جهاد دانشگاهی تربيت مدرس منتقل گرديد. با انتقال نمونه به آزمایشگاه کانه آرایي جهاد دانشگاهی واحد تربيت مدرس، دانه بندی خوراک (١٠٠٪) توسط سنگ شکن فکی (٢٠٠ کيلوگرم) و غلطکی (١٠٠ کيلوگرم) به زیر ٢mm کاهش یافت. سپس با تقسيم نمونه توسط ريفل، تعداد ٥٠ نمونه ١ کيلویی بعنوان نمونه معرف برای مطالعات شناسایی و انجام آزمایشها انتخاب گرديد و ٥٠ کيلوگرم نمونه باقیمانده بايگانی گرديد تا در صورت لزوم مورد استفاده قرار گیرد.

٢-٣ آناليز سرندي

یکی از نمونه های معرف تهيه شده توسط سرندهای آزمایشگاهی با اندازه های چشمه سرنده اشاره شده در جدول ٢-١ به روش تر تجزيه سرندي شد تا وزن مانده روی سرنده، درصد تجمعی مانده



روی سرنده و عبوری از سرنده مشخص گردد. از داده‌های جدول مشاهده می‌شود که d_{80} نمونه مورد نظر در فراکسیون $1000+2000$ - میکرون قرار دارد.

جدول ۱-۲. تجزیه سرنده نمونه روی اکسيده کم عيار مهدی آباد

درصد تجمعی عبوری از سرنده	درصد تجمعی مانده روی سرنده	درصد مانده روی سرنده	وزن روی سرنده (گرم)	طبقه سرنده (میکرون)
۷۲/۰۹	۲۷/۹۱	۲۷/۹۱	۴۳۴/۱	+۱۰۰۰
۴۲/۰۱	۵۷/۹۹	۳۰/۰۸	۴۶۷/۸	-۱۰۰۰+۵۰۰
۲۵/۰۷	۷۴/۹۳	۱۶/۹۴	۲۶۳/۴	-۵۰۰+۲۵۰
۱۸/۶۱	۸۱/۳۹	۶/۴۶	۱۰۰/۴	-۲۵۰+۱۲۵
۱۶/۱۸	۸۳/۸۲	۲/۴۳	۳۷/۸	-۱۲۵+۹۰
۱۵/۱۱	۸۴/۸۹	۱/۰۷	۱۶/۷	-۹۰+۷۵
۱۳/۳۶	۸۶/۶۴	۱/۷۶	۲۷/۳	-۷۵+۵۳
۱۱/۶۸	۸۸/۳۲	۱/۶۷	۲۶	-۵۳+۳۸
۰/۰۰	۱۰۰/۰۰	۱۱/۶۸	۱۸۱/۷	-۳۸

۲-۴ عيارسنجی نمونه

بمنظور تعیین عيار روی نمونه مورد نظر، یک نمونه معرف تهیه شد و با استفاده از یک حجم محلول تیزاب در دمای جوش به مدت ۲۰ دقیقه عملیات هضم نمونه انجام گردید. پس از سرد کردن محلول به مدت ۱۵ دقیقه و فیلتر کردن محلول، نمونه معرف انتخاب و توسط دستگاه جذب اتمی شعله‌ای آنالیز گردید. عيار روی نمونه معرف مورد نظر $9/75$ درصد می‌باشد. همچنین عيار میانگین روی با توجه به طبقات سرنده اشاره شده در جدول (۱-۲) برابر $9/71$ درصد می‌باشد.

۲-۵ آنالیز XRD

XRD یا X-ray Diffraction روشی است که در آن با تاباندن پرتوهای اشعه X با سطح نمونه و عکس العمل کانیهها در برابر آن می‌توان به مشخصات آنها پی برد. در آزمایش XRD هنگامی که اشعه X به سطح کانی تابانیده می‌شود کانیههای موجود در نمونه بر اساس خواص ذاتی خود پرتو X را با زاویه خاصی باز می‌تابانند که به آن زاویه پراش گویند. اشعه بازتابیده توسط ترموکوپلهای موجود در دستگاه که به نرم افزار مربوط به آن متصل است پیکهای منظمی را رسم می‌کند که پیکهای رسم شده نمایانگر کانیههای موجود در نمونه می‌باشد. این پیکها در محورهای متقاطع X و Y رسم می‌شوند که محور X ها دو برابر زاویه پراش و محور Y ها شدت پرتو پراشیده شده اشعه X بر



پرعيارسازی کانسنگ اکسيده کم عيار روی بمنظور رفع مشکلات..... ۴۷

حسب تعداد پالس بر ثانيه می باشد. بدین ترتیب نرم افزار مذکور می تواند وجود ترکیبات و کانیهای موجود در نمونه پودر شده را تشخیص داده و پیکهای مربوط به آنها را رسم نماید [۴].

نمونه کانسنگ اکسيده روی معدن مهدی اباد یزد نیز توسط دستگاه XRD آنالیز شد که برای این منظور از دستگاه Diffractometer مدل D-5000 ساخت Burke استفاده شد. نمونه پودر شده با ابعاد ۱۵۰ میکرون مورد آنالیز قرار گرفت که جدول ۲-۲ نتایج حاصل را نشان می دهد.

جدول ۲-۲. کانیهای موجود در نمونه روی اکسيده کم عيار مهدی آباد

ردیف	کانی	فرمول شیمیایی
۱	کوارتز	SiO ₂
۲	هماتیت	Fe ₂ O ₃
۳	گوتیت	FeO(OH)
۴	ویلمايت	Zn ₂ SiO ₄
۵	همی مورفیت	Zn ₂ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ .H ₂ O
۶	کلسیت	CaCO ₃
۷	کریپتوملان	K(Na)Mn ₈ O ₁₆
۸	دولومیت	CaMg(CO ₃) ₂



۲-۶ آناليز XRF

آزمایش XRF نیز برای تعیین ترکیبات موجود در نمونه و مقادیر هر یک از آنها بر روی نمونه ارسالی انجام شد که نتایج حاصل از آن در جدول ۲-۳ آمده است. جدول ۲-۳ اطلاعات خوبی را در رابطه با ترکیبات موجود در کانسنگ اکسيده روی مهدی آباد بدست می‌دهد. از جمله آنها می‌توان به درصد بالای آکسید آهن (۲۹/۷٪)، سیلیس (۲۰/۳٪) و اکسید منگنز (۷/۳) اشاره نمود که می‌توانند در روند مطالعات تاثیرگذار باشند، چرا که با توجه به حل شدن اکسید آهن در اسید سولفوریک و بالا بودن مقدار آن، میزان ناخالصی محلول سولفات روی و مصرف اسید به شدت افزایش می‌یابد. همچنین درصد بالای سیلیس ممکن است در خلال فرآیند لیچ، ژل سیلیسی تولید کند و مانع فیلتراسیون و بازیابی محلول روی شود. به هر حال در فصلهای آینده به تاثیرات مواد و ترکیبات همراه اکسید روی بر روی فرآیند لیچینگ اشاره می‌شود و راهکارها و روشهای دفع اثرات سوء آنها بررسی و عنوان می‌شود.

جدول ۲-۳. نتایج حاصل از آناليز XRF روی اکسيده مهدی آباد

ترکیب	درصد وزنی	ترکیب	درصد وزنی
MgO	۲/۵	Fe ₂ O ₃	۲۹/۷
CaO	۸/۰	ZnO	۱۶/۹
Al ₂ O ₃	۵/۱	PbO	۱/۷
SiO ₂	۲۰/۳	K ₂ O	۰/۷۶
MnO	۷/۳	L.O.I	۷/۷۶

۲-۷ مطالعات کانی‌شناسی و میکروسکوپی

در بسیاری از موارد دانستن عیار فلزات به تنهایی کافی نیست و باید نوع ترکیب و یا بافت کانی-شناسی مورد نظر و نیز گانگ همراه مشخص شود. بنابراین قطعاتی از نمونه برای تهیه مقاطع صیقلی و یا فلزی باید انتخاب و آماده سازی شود. با مطالعه میکروسکوپی مقاطع می‌توان مشخصات نمونه را از لحاظ درصد حجم کانیها مشخص نمود. اگر با میکروسکوپی معمولی نتوان هويت نمونه را مشخص کرد باید از وسایل پیشرفته‌تری از قبیل میکروسکوپ الکترونی و آناليز تصویری کمک گرفت. هدف از مطالعات کانی‌شناسی بررسی و ارزیابی مسایل زیر است:



- ترکیب کانی شناختی و بررسی نوع کانی از دیدگاه فلزی و غیرفلزی
- ترکیب کانیهای مزاحم، تجمع و تفرق کانی شناختی و شناخت ذرات ریز دانه حاوی کانه با ارزش
- جرم مخصوص ترکیب باطله با کانی و یا کانیهای مفید
- حلالیت و درجه اکسایش ترکیبات
- درگیری کانیها و میزان قفل شدگی آنها

در نهایت یک مهندس کانه‌آرا درصدد آن است که یک ماده معدنی را چگونه می‌توان فرآوری کرد و هدف اصلی کاهش تلفات فلز در باطله و افزایش بازیابی است که این امر بدون مطالعات کانی شناسی امکان پذیر نیست. مطالعه و بررسی بافت یکی از پارامترهای تعیین کننده در میزان درجه آزادی و حد بهینه خردایش است. با مطالعه بافت می‌توان ابعاد، توزیع و شکل کانیها را در کانه مشخص ساخت [۴].

۲-۷-۱ مقاطع صیقلی

کانه‌های فلزی در مقاطع صیقلی مطالعه شده شامل کانی‌های آهن (عمدتاً هماتیت و گوتیت)، کانی‌های منگنز-روی (کالکوفانیت، هتائروولیت (Hetaerolite) با فرمول $ZnMn_2O_4$)، کانی‌های منگنز (پیرولوزیت، هاسمونیت) و کانی‌های روی (همی‌مورفیت و ویلمایت) هستند. کانی‌های روی که در مطالعات میکروسکوپی بارز و مشخص هستند شامل کالکوفانیت و فازهای منگنز-روی هستند. این کانی‌ها عمدتاً به همراه اکسیدهای آهن و منگنز و درگیر با آنها هستند. کانی کالکوفانیت به دلیل تشکیل بلورهای شعاعی و انیزوتروپی شدید کاملاً مشخص است. کانی‌های غیرفلزی روی (همی‌مورفیت و ویلمایت) به دلیل دارا نبودن ویژگی‌های فلزی در مقاطع قابل شناسایی نبودند. برای شناسایی این کانی‌ها از محلول زینکیت (شکل ۲-۱) استفاده گردید که پس از برهم کنش این دو محلول کانی‌های روی رنگ قرمز خونی به خود گرفته و قابل شناسایی هستند. خطاهای احتمالی در محاسبه درجه آزادی در این روش یکی شامل رنگ نگرفتن احتمالی تعداد کمی از کانی‌های روی و دیگری مشابهت اکسیدهای آهن با رنگ قرمز حاصل از محلول زینکیت بر کانی‌های روی است. اگرچه در تصاویر میکروسکوپی کاملاً مشخص است که کانی‌های آهن قرمز متمایل به قهوه‌ای بوده ولی کانی‌های روی پس از تاثیر محلول زینکیت رنگ قرمز خونی دارند. ولی به هرحال بایستی مدنظر قرار گیرند [۱۸].



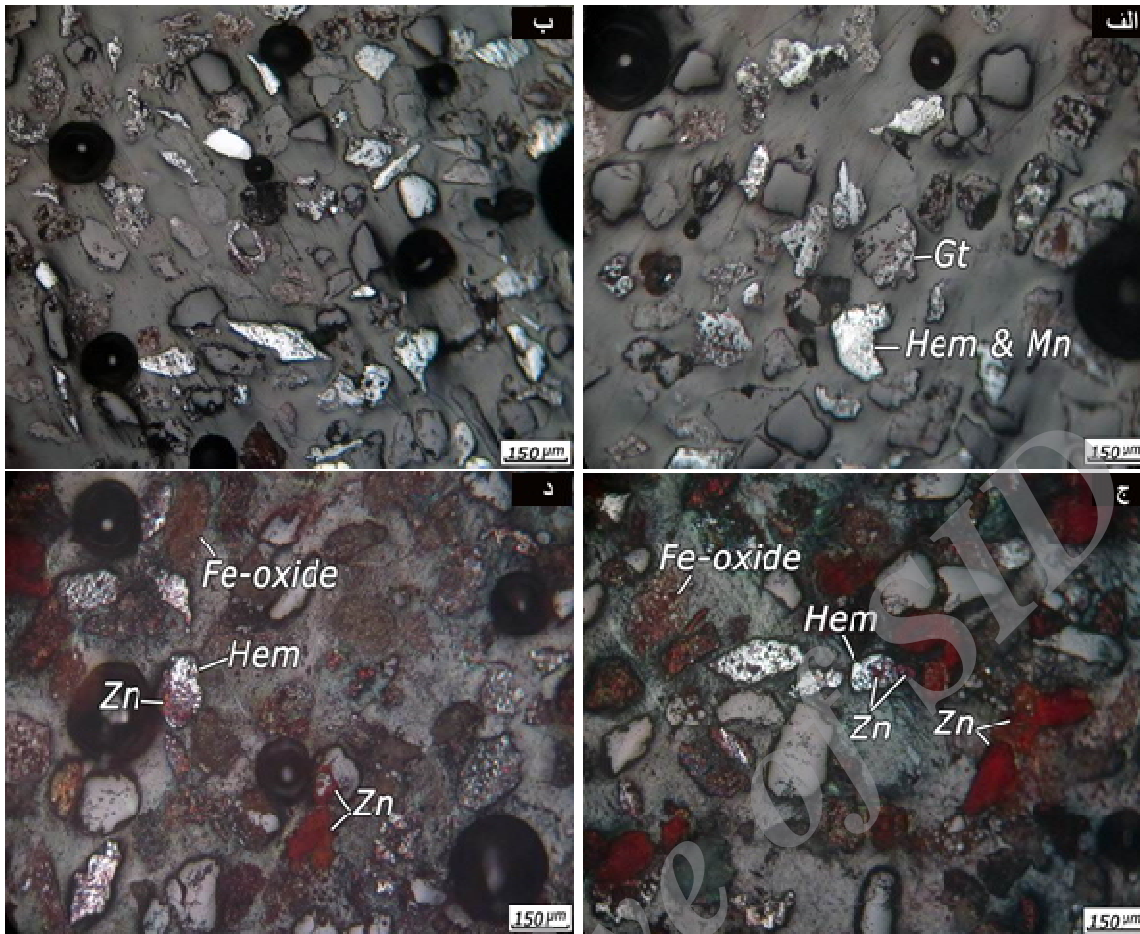
پرعيارسازی كانسنگ اكسيده كم عيار روی بمنظور رفع مشكلات..... ۵۰

كاني های آهن دار عمدتاً به صورت بلورهای آزاد و همچنين درگير با اكسيدهای منگنز و اكسيدهای منگنز-روی هستند. اين كانی ها گاهی با گانگ و سيليكات های روی نیز درگير می باشند. شكل (۲)-
(۲) تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع ۹۰+ میکرون را نشان می دهد.



شكل ۲-۱. محلول های زينکيت استفاده شده برای تشخيص كانی های روی [۱۸]

Archive of SID



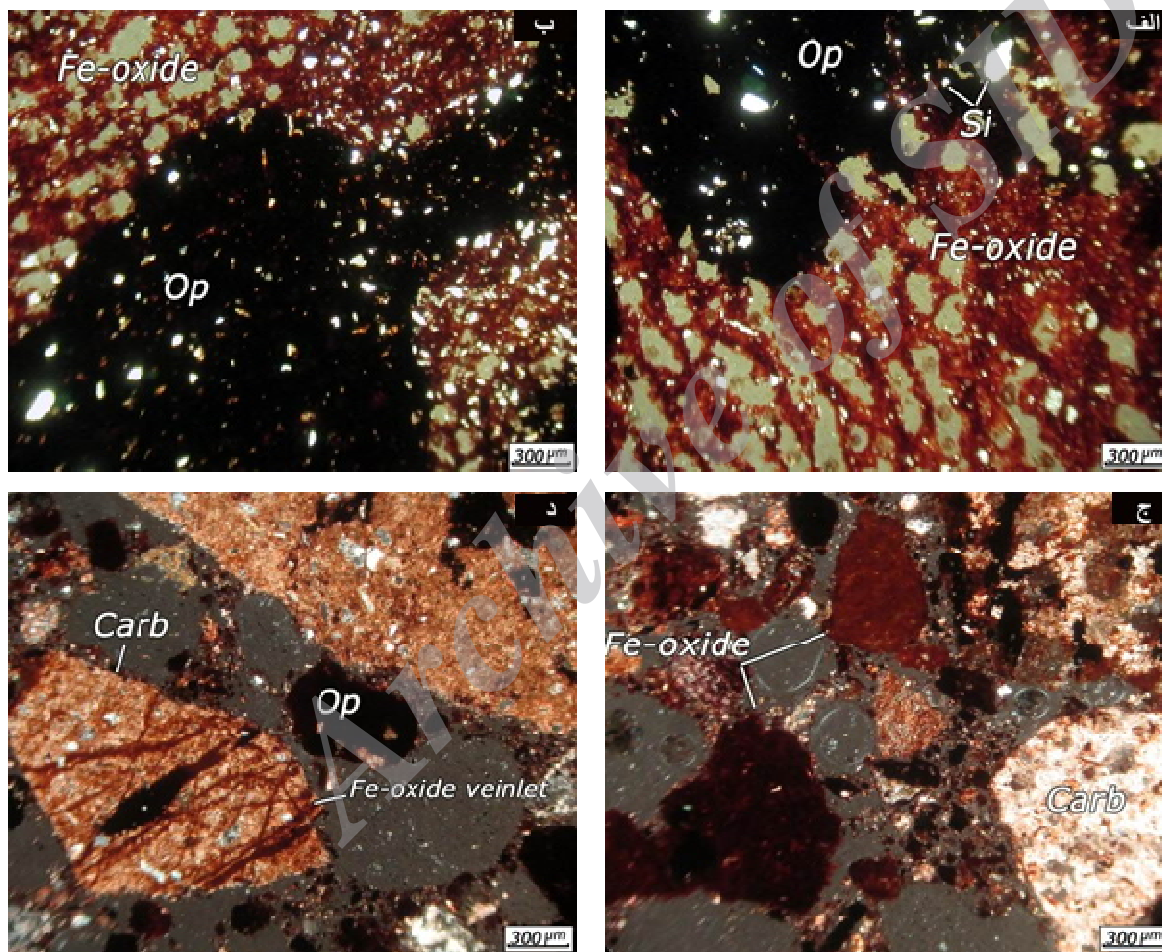
شکل ۲-۲. تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع ۹۰+ میکرون: الف و ب) کانی هماتیت و گوتیت عمدتاً آزاد و گاهی درگیر با گانگ. در این مقطع به دلیل ریزبودن ذرات تفکیک کانی‌های منگنز از آهن دار ممکن نیست. تصاویر قبل از تست محلول زینکیت هستند. اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن با رنگ متمایل به قهوه‌ای در نمونه مشخص هستند. ج و د) تصاویر پس از استفاده از محلول زینکیت و تأثیر آن بر روی کانی‌های روی. کانی‌های روی عمدتاً آزاد بوده و گاهی به صورت درگیر با هماتیت، اکسید و هیدروکسیدهای آهن و همچنین گانگ می‌باشند.
(Hem= Hematite, Gt= Goethite, Mn= Mn Minerals, Zn= Zn minerals, Fe= Fe Minerals)

۲-۷-۲ تیغه نازک

مطابق مطالعات انجام شده بر روی دو تیغه نازک از نمونه مورد نظر، کانی‌های تشکیل دهنده شامل کانیهای اپاک (فلزی)، اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن، کانی‌های سیلیکاتی (کوارتز، سیلیکات‌های روی)، قطعات کربناتی (کلسیت و دولومیت)، قطعات خرده‌سنگی (Lithic) چرت، اکسید و کمی ژیپس می‌باشند.

کانی‌های فلزی به مقدار فراوان به شکل توده‌ای و رگچه‌ای و به رنگ تیره دیده می‌شوند. درون کانی‌های فلزی، بلورهای ریزی از کانی‌های سیلیکاتی (با اندازه‌های کمتر از ۱۰۰ میکرون) به صورت دانه‌های پراکنده تشکیل شده است. این کانی‌ها کوارتز و یا سیلیکات‌های دیگر (سیلیکات-های روی) هستند که به دلیل انعکاسات نوری کانی‌های آهن کاملاً به رنگ سفید درخشان دیده می‌شوند.

کانی‌های اکسیدی و هیدروکسیدی آهن به رنگ قرمز و با بافت شبکه‌ای (Boxwork) نیز به فراوانی به همراه کانی‌های اپاک دیده می‌شوند. شکل (۲-۳) نمونه‌ای از تیغه نازک را نشان می‌دهد.



شکل ۲-۳. تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از تیغه نازک: الف) مرز کانی‌های اپاک (Op=فلزی) با اکسید و هیدروکسیدهای آهن. کانی‌های سیلیکاتی (Si) با رنگ سفید براق درون کانی‌های اپاک دیده می‌شوند. ب) کانی-های اپاک به صورت رگچه‌ای اکسیدهای آهن با بافت شبکه‌ای را قطع نموده‌اند. فضاهای خاکستری در بین اکسیدهای آهن، فضای خالی می‌باشند. ج) کانی‌های کربناتی با شدت‌های مختلف آغستگی به اکسیدهای آهن. د) رگچه‌های اکسیدی آهن که کانی‌های کربناتی را قطع نموده است.



۸-۲ مطالعه درجه آزادی کانیها

درجه آزادی عبارتست از نسبت کانی با ارزش که به صورت ذرات کاملاً آزاد در آمده، به کل کانی با ارزش موجود در کانسنگ. درجه آزادی برای قطعات نسبتاً درشت که اتصال بین آنها ضعیف است، ممکن است بزرگ باشد و چنین پدیده‌ای در کانیهای نوع رسوبی به وضوح مشاهده می‌شود. اگر چسبندگی و اتصال بین کانی و گانگ شدیداً قوی باشد، در حین خردایش میزان ذرات حد واسط افزایش می‌یابد و منجر به کاهش درجه آزادی می‌شود. در فرآیندهای هیدرومتالورژیکی لازم نیست که ذرات به درجه آزادی کامل برسند بلکه فقط کفایت تا بخشی از کانی در معرض ظهور قرار گیرد تا تحت تاثیر حمله حلال واقع شود.

برای تعیین درجه آزادی روشهای متعددی وجود دارد که در اینجا از روش شمارش نقطه‌ای بوسیله مطالعه میکروسکوپی بر روی تیغه‌های نازک و همچنین مقاطع صیقلی استفاده شده است. در تعیین درجه آزادی به روش میکروسکوپی، آماده‌سازی نمونه (تهیه مقاطع صیقلی و ...) بسیار مهم است. در روش شمارش نقطه‌ای توسط میکروسکوپ قطعات آزاد و درگیر کانه مورد نظر که در اینجا همی‌مورفیت و ویلمایت می‌باشند شمارش شده و سپس نسبت قطعات آزاد به کل قطعات، درجه آزادی را تعیین می‌کند.

در مقاطع صیقلی درجه آزادی کانه همی‌مورفیت در فراکسیونهای +۵۰۰، +۲۵۰، +۱۲۵، +۹۰، +۷۵، +۵۳، +۳۸ و -۳۸ میکرون اندازه‌گیری شد که بترتیب برابر با ۰، ۱۲، ۴۲، ۶۴، ۷۳، ۸۲، ۹۲ و بالای ۹۵ درصد محاسبه شد. جدول ۲-۴ درجه آزادی کانیهای روی را در هر طبقه دانه‌بندی نشان می‌دهد. همانطوریکه مشاهده می‌شود درگیری کانیهای روی با سایر کانیها بالا می‌باشد و لازم است برای آزاد شدن کانیهای روی تا حدود ۸۰ درصد تا دانه‌بندی +۵۳-۷۵ خردایش انجام گیرد.

جدول ۲-۴. درجه آزادی کانیهای روی در مقاطع صیقلی با دانه بندی مختلف

ردیف	دانه‌بندی (میکرون)	درجه آزادی کانیهای روی
۱	+۵۰۰	۰
۲	+۲۵۰	۱۱/۹۷
۳	+۱۲۵	۴۲
۴	+۹۰	۶۳/۹۶
۵	+۷۵	۷۳/۱۳
۶	+۵۳	۸۱/۷۳
۷	+۳۸	۹۲/۴۴
۸	-۳۸	۹۵>

فصل سوم

خواص سنجی و شناسایی

دقیق نمونه



۳-۱ مقدمه

اهدافی که در این بخش دنبال می‌شود عبارتند از:

- تعیین درجه آزادی کانی‌های با ارزش
- تعیین دانه بندی و شناسایی ترکیب غالب در هر فراکسیون
- تعیین فراکسیون مناسب با توجه به اصول و تجربیات موجود و انجام مطالعات دقیق‌تر XRF برای شناسایی بهتر نمونه در فراکسیون مد نظر

از آنجایی که برای عملیات فرآوری و استحصال روی به روش لیچینگ همزن دار مواد ریزتر از ۵۰۰ میکرون لازم است. لذا این مواد به عنوان خوراک آزمایش‌های اولیه بررسی قابلیت لیچینگ انتخاب شد.

با توجه به تجربیات و مفاهیم علمی موجود در مورد لیچینگ و استحصال روی و همچنین با توجه به نتایج آنالیز سرنندی برای مواد زیر ۵۰۰ میکرون، فراکسیون‌های ۱۵۰ و ۱۰۶ میکرون برای مطالعات بعدی انتخاب و از آنها نمونه‌های به ترتیب با نام‌های SP4-0.5 و SP5-0.5 برداشت شد.

برای شناسایی بهتر سایر فراکسیون‌ها، سه فراکسیون بالای ۱۵۰ μm و سه فراکسیون زیر ۱۰۶ μm با هم مخلوط و سپس همگن سازی شده و به ترتیب نمونه‌های با نام‌های SPT و SPD از آنها برداشت شد. برای شناسایی ترکیب شیمیایی فراکسیون‌های حاصل از آنالیز سرنندی، آنالیزهای XRF بر روی نمونه‌های SP4-0.5، SP5-0.5، SPD و SPT صورت گرفت که نتایج آن در جدول ۳-۱ آمده است. آنچه در آنالیزهای XRF بیشتر دنبال شد، درصد سیلیس، کلسیم، منگنز، آهن، باریت و روی بود که با توجه به جدول در همه نمونه‌ها درصد آهن و منگنز بالا است و درصد فلز روی نیز به طور متوسط ۹/۶۰ است. آنچه قابل توجه است درصد بالای کلسیم بصورت CaO و درصد پایین باریت نسبت به سایر بخش‌های معدنی است.

نتایج این مطالعه نشان دهنده وجود اختلاف در درصد ترکیبات شیمیایی، بین مطالعات انجام شده قبلی و بررسی‌های حاضر است، در ادامه بررسی‌ها، برای شناسایی ترکیب کانی شناسی کانسنگ، مقایسه و تطابق با آنالیزهای XRF از نمونه پودر شده این معدن نمونه‌ای با نام SPM برداشت شد و مورد آنالیز XRD قرار گرفت که نتایج آن در جدول ۳-۲ و شکل ۳-۱ آمده است.



جدول ۳-۱. نتایج آنالیز XRF نمونه های آنالیز سردی

ترکیب شیمیایی	کد نمونه			
	SPT-0.5	SP4-0.5	SP5-0.5	SPD-0.5
MgO	۳/۱۶	۳/۴۵	۳/۸۷	۳/۹۶
Al ₂ O ₃	۲/۲۶	۲/۰۳	۱/۸۰	۱/۹۹
SiO ₂	۳/۶	۴/۱	۳/۴	۴/۱
SO ₃	۰/۳۲	۰/۳۲	۰/۳۶	۰/۳۶
K ₂ O	۰/۴۲	۰/۴۰	۰/۳۷	۰/۳۸
CaO	۹/۴	۹/۹	۱۰/۲	۱۰/۶
MnO	۶/۵	۸/۵	۷/۰	۷/۵
Fe ₂ O ₃	۲۸/۷۳	۲۷/۱	۲۶/۸۹	۲۸/۱۱
ZnO	۱۲/۰۴	۱۱/۹۲	۱۲/۱۰	۱۲/۰۸
BaO	۰/۵۶	۰/۶۳	۰/۷۱	۰/۷۷
PbO	۱/۰۴	۱/۰۲	۱/۰۰	۰/۹۷

جدول ۳-۲. نتایج آنالیز XRD نمونه SPM آنالیز سردی

اسمیت زونیت	همی مورفیت	کلسیت	دولومیت	هماتیت	نام کانی
ZnCO ₃	Zn ₄ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ .H ₂ O	CaCO ₃	Ca,Mg(CO ₃) ₂	Fe ₂ O ₃	فرمول شیمیایی
۰۸-۴۴۹	۰۵-۵۵۵	۲۴-۲۷	۱۱-۷۸	۱۳-۵۳۴	شماره استاندارد
کالکوفانیت		گوتیت	باریت	کوارتز	نام کانی
Zn,Mn ₃ O ₇ . 3H ₂ O		FeOOH	BaSO ₄	SiO ₂	فرمول شیمیایی
۱۵-۸۰۷		۱۷-۵۳۶	۲۴-۱۰۳۵	۰۵-۴۹۰	شماره استاندارد

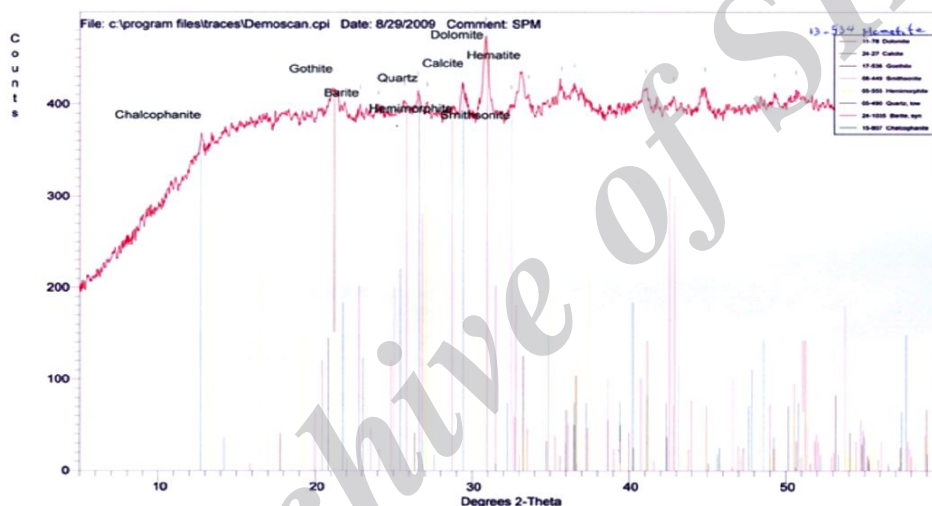
با توجه به جدول بالا و همچنین شکل ۳-۱ نتایج زیر حاصل می شود:

- قسمتی از نمونه غیر بلورین بوده که احتمالاً کانی پسی لومان و لیمونیت است.
- در نمونه مقادیر ناچیزی کانی سروزیت و هیدروزینکیت نیز مشاهده شده که در منحنی XRD پیک خیلی کوچکی داشته و لذا از لیست کانی ها حذف شده اند.
- مقدار دولومیت بالا، درصد بالای CaO بدست آمده در آنالیزهای XRF را تأیید می کند.
- کانی های روی در نمونه، اسمیت زونیت (کانی کربناته)، همی مورفیت (کانی سیلیکاته) و کالکوفانیت (کانی اکسیدی) می باشند.
- کانی اصلی آهن هماتیت و بعد از آن گوتیت که از تجزیه هماتیت حاصل شده، می باشد.

با توجه به مطالعات انجام شده بر روی نتایج XRD و مساحت زیر نمودار، که از نمونه SPM بدست آمده بود، درصد هر یک از کانی‌ها به طور تقریبی محاسبه شد که نتایج به صورت جدول ۳-۳ بیان شده است.

جدول ۳-۳. درصد کانی‌های موجود در کانسنگ مهدی آباد از نمونه SPM

نام کانی	دولومیت	کلسیت	اسمیت زونیت	گوتیت	هماتیت
مقدار کانی (%)	۲۰-۲۵	۱۰-۱۲	۱۳-۱۴	۱۲-۱۴	۱۰-۱۲
نام کانی	کالکوفانیت	همی مورفیت	باریت	کوارتز	سروزیت
مقدار کانی (%)	۶-۷	۳-۴	کمتر از ۲	۳-۴	کمتر از ۲



شکل ۳-۱ نمودار XRD نمونه SPM کانسنگ روی مهدی آباد

۳-۲ آزمایش‌های غرق و شناورسازی

در اینجا از روش آنالیز کامل غرق و شناورسازی و با روند افزایش وزن مخصوص (بدین صورت که ظرف اول حاوی محلول با جرم مخصوص کم است و بتدریج در ظرف‌های بعدی جرم مخصوص افزایش می‌یابد) استفاده شده است، که در ادامه شرح کار و نتایج آمده است.

هدف از اجرای این آزمایش‌ها، موارد زیر است :

- ۱- با توجه به اینکه در گزارش قبلی، مطالعات شناسایی نمونه به صورت کلی بوده است لذا با استفاده از این آزمایش‌ها سعی بر آن است که بتوان درجه آزادی را بطور دقیق تعیین کرده و امکان پذیری انجام پیش تغلیظ با استفاده از روش‌های ثقلی، مغناطیسی و فلوتاسیون نیز سنجیده شود.

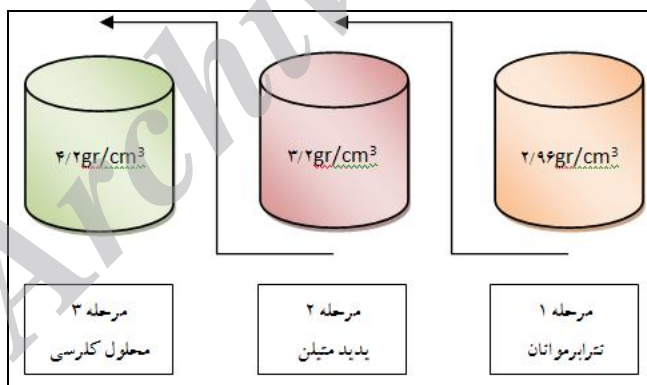
۲- مطالعات کانی شناسی دقیق بر روی نمونه، که این مستلزم تفکیک و جدایش خوب کانی‌ها است تا بتوان این مطالعات را با دقت بیشتری انجام داد.

با توجه به وزن مخصوص کانی‌های موجود در جدول ۳-۴ از سه محلول سنگین تترابروماتان ($\rho=۲/۹۶\text{gr/cm}^3$)، یدید متیلن ($\rho=۳/۲\text{ gr/cm}^3$) و کلرسی ($\rho=۴/۲\text{ gr/cm}^3$) استفاده شد. این آزمایش‌ها بر روی نمونه معرفی از فراکسیون (۱۵۰-۱۰۶+) در سه مرحله، مطابق شکل ۳-۲ انجام شد که نتایج آن در جدول ۳-۵ آورده شده است.

جدول ۳-۴. وزن مخصوص کانی‌های موجود در کانسنگ

کانی‌های گانگ			اکسیدهای آهن			کانی‌های روی (اصلی)			نام کانی
باریت	کوارتز	دولومیت	کلسیت	هماتیت	گوتیت	کالکوفانیت	اسمیت زونیت	همی مورفیت	
۴/۵	۲/۶۵	۲/۸	۲/۷۵	۵/۲	۳/۴	۳/۹	۴-۴/۵	۳/۳	وزن مخصوص (g/cm^3)

در مرحله اول، کانی‌های گانگ به صورت آزاد در بخش شناور جدا شده و مواد غرق شده در این مرحله به عنوان خوراک مرحله دوم استفاده شد. در مرحله دوم، بخش شناور جهت بررسی درگیری کانی‌های گانگ با سایر کانی‌ها مورد مطالعه قرار گرفت. در مرحله سوم نیز بخش شناور جهت مطالعه کانی‌های روی و درگیری این کانی‌ها با اکسیدهای آهن و منگنز و بخش غرق شده جهت بررسی اکسیدهای آهن و منگنز انتخاب شد.



شکل ۳-۲. شمای کلی از آزمایش غرق و شناورسازی

جدول ۳-۵. نتایج آزمایش غرق و شناورسازی

مرحله	۱	۲	۳
وزن خوراک (گرم)	۵۰	۴۸	۱۰
وزن مواد شناور (%)	۴	۷	۵۶
وزن مواد غرق شده (%)	۹۶	۹۳	۴۴



در ادامه نمونه‌های حاصل از آزمایش‌های غرق و شناورسازی را نام گذاری کرده و نمونه‌های SHM-4 (سبکتر از کلرسی) و SHM-3 (سنگین تر از یدید متیلن) برای تهیه مقطع نازک و صیقلی انتخاب و به آزمایشگاه تهیه مقاطع ارسال شد.

هدف اول از انتخاب این نمونه‌ها، بررسی وضعیت درگیری کانی‌های سنگین موجود در کانسنگ (کانی‌های آهن و منگنز) که با توجه به وزن مخصوص آنها باید به مقدار زیادی در نمونه سنگین‌تر از کلرسی یافت شوند می‌باشد.

هدف دوم بررسی درگیری کانی‌های اصلی (همی‌مورفیت، اسمیت‌زونیت و کالکوفانیت) با کانی‌های آهن است، که این نمونه در محدوده‌ای از وزن مخصوص قرار گرفته که درگیری این کانی‌ها در نمونه مذکور نسبت به سایر مقاطع واضح‌تر است. این بررسی‌ها می‌تواند گره کور خواص سنجی این کانسنگ را تا حد زیادی حل کند.

۳-۳ بخش بخش کردن مغناطیسی

با توجه به خاصیت مغناطیسی کانی‌های کانسنگ (جدول ۳-۶)، استفاده از روش جداکننده مغناطیسی نه به عنوان پیش تغلیظ، بلکه در این مرحله تنها جداسازی و بخش بخش کردن اولیه صورت می‌گیرد تا شناخت خوبی از کانی‌های موجود در کانسنگ، براساس جدایش کانی‌های آهن و تا حدودی منگنز بدست آید، زیرا وجود مقادیر زیاد آهن و منگنز و همچنین درگیری کانی‌های این عناصر با سایر کانی‌ها باعث عدم شناسایی و خواص سنجی دقیق این کانسنگ در مطالعات قبلی شده است. بخش بخش کردن مغناطیسی پس از بخش بخش کردن وزنی (غرق و شناورسازی) و بخش بخش کردن ابعادی (آنالیز سرندي) راهکار دیگری برای هر چه بهتر شناخته شدن این کانسنگ، مورد مطالعه قرار گرفته است.

چنانچه ابعاد دانه‌ها کوچک باشد، در این حالت روش جدایش مغناطیسی به خوبی صورت نمی‌پذیرد. در ابعاد درشت‌تر نیز به دلیل کمپلکس بودن نمونه‌ها نمی‌توان از این روش استفاده کرد، چرا که حتی در صورت امکان پذیری فنی، مقدار زیادی از کانی‌های غیر مغناطیسی به بخش مغناطیسی و مقدار زیادی از کانی‌های آهن و منگنز به دلیل درگیری با کانی‌های غیر مغناطیسی، به بخش غیر مغناطیسی انتقال خواهند یافت که در نهایت بازیابی بسیار پایین خواهد بود لذا در اینجا نمی‌توان به دنبال پیش تغلیظ مناسب بود.

همانطور که از جدول ۳-۶ نمایان است کانی‌های هماتیت و گوتیت خاصیتی پارامنیتهی داشته و میزان تاثیر پذیری مغناطیسی آن حدوداً ۱۰۰ برابر کانی‌های دیگر است، بدین ترتیب احتمال جدایش این کانی‌ها توسط جداکننده مغناطیسی شدت بالا وجود دارد.



جدول ۳-۶. مقدار تأثیرپذیری مغناطیسی برای کانی‌های موجود در کانسنگ

کانی	کوارتز	باریت	دولومیت*	اسمیت زونیت	همی مورفیت**	سروزیت	هماتیت	گوتیت
خاصیت مغناطیسی	دیامنیستیت	دیامنیستیت	دیامنیستیت	دیامنیستیت	دیامنیستیت	دیامنیستیت	پارامنیستیت	پارامنیستیت
$Ks (m^3/kg)(\times 10^{-9})$	۶/۲	۳/۸۴	۴/۸	۳/۴۱	۴/۲۹	۲/۸۸	۲۵۰	۲۵۰-۶۰۰

* مقدار 4.8×10^{-9} مربوط به دولومیت است، درحالی‌که در کانسنگ مقداری Fe در شبکه دولومیت به جای Mg قرار گرفته است.

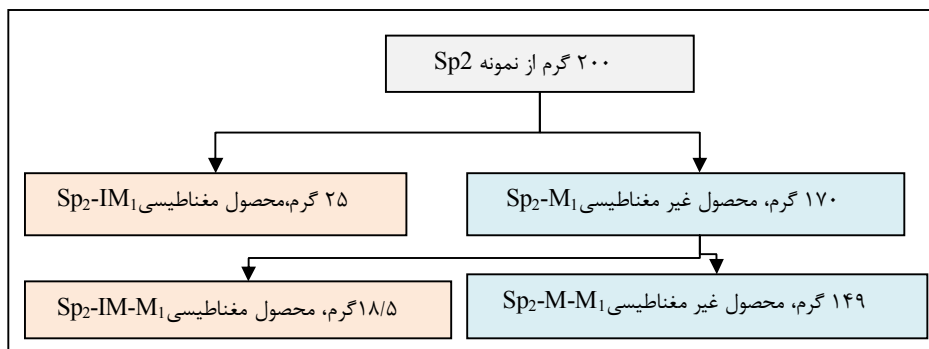
** به علت نبودن همی مورفیت در جدول استاندارد کانی‌ها مقدار Ks زینکیت به عنوان اکسید روی جایگزین شده است.

از آنجایی که کانی‌های مغناطیسی موجود در کانسنگ مهدی آباد، پارامنیستیت می‌باشند و همچنین با توجه به شناخت خوب از جداکننده‌ها، می‌توان جداکننده مغناطیسی مناسب و روش کار برای این کانسنگ انتخاب شود.

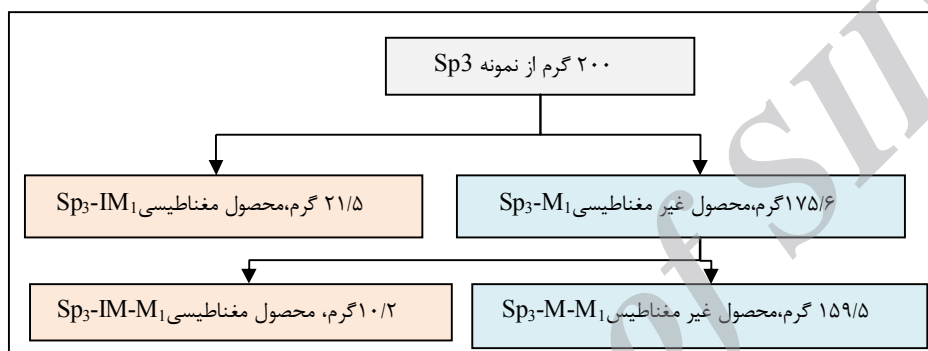
با توجه به جداکننده‌ها و کانی‌های موجود در کانسنگ، جداکننده شدت بالای ایزودینامیک با شدت مغناطیسی اسمی ۲ تسلا و عملیاتی ۱/۵ تسلا که دانه بندی خوراک آن از ۲-۳ میلیمتر تا ۷۵ میکرون می‌باشد، انتخاب شد. این جداکننده به صورت خشک عمل می‌کند.

پس از انتخاب جداکننده، ۲۰۰ گرم از نمونه‌های حاصل از آنالیز سرنندی با فراکسیون‌های ۱۵۰+۲۱۲- میکرون (SP_2) و ۱۰۵+۱۵۰- میکرون (SP_3) انتخاب شد. نکته مهم در این آزمایش‌ها، نحوه خوراک دهی به دستگاه بود. هرچند که جداکننده انتخاب شده قابلیت جداسازی مواد تا ۷۵ میکرون را دارد ولی به هر حال هنگام اجرای آزمایش، دانه‌های خوراک به هم چسبیده و به صورت توده ای وارد قسمت مغناطیسی می‌شدند. برای حل این مشکل ۲ راهکار مورد اجرا قرار گرفت. اول اینکه به جای اینکه خوراک توسط فیدر دستگاه بر روی آهن ربا توزیع شود، به صورت دستی و بسیار کم کم به طوری که تمامی دانه‌ها از هم تفکیک شوند، بر روی آهن ربا توزیع شد. دوم، همانطور که در شکل‌های ۳-۳ و ۳-۴ دیده می‌شود، موادی را که در قسمت مغناطیسی قرار گرفته‌اند، دوباره از میدان عبور داده تا کانی‌های غیر مغناطیسی مانده در قسمت مغناطیسی یکبار دیگر امکان جدایش داشته باشند.

در ادامه برای کاهش هزینه‌ها و افزایش دقت آنالیزها، نمونه‌های Sp_2-IM_1 و $Sp_2-IM-M1$ با هم ترکیب و با نام SP_2-IM مشخص شد. همچنین برای فراکسیون دوم نمونه‌های Sp_3-IM_1 و Sp_3-IM با هم ترکیب و با نام SP_3-IM اسم گذاری شد.



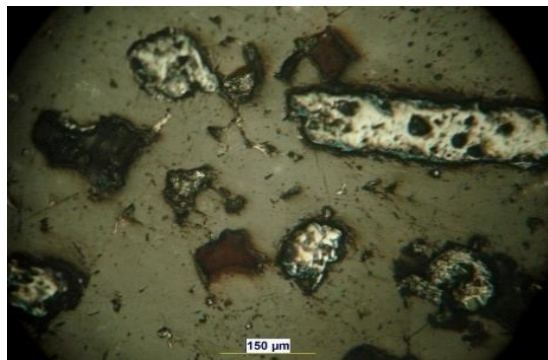
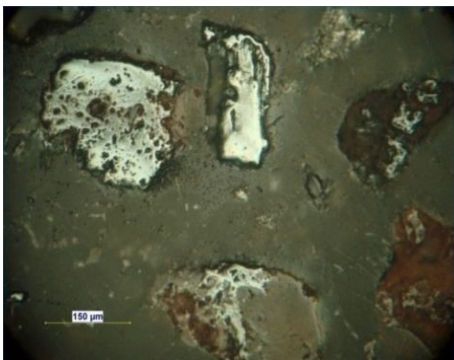
شکل ۳-۳. نتایج و روش آزمایش مغناطیسی فراکسیون ۱۵۰ + ۲۱۲- میکرون



شکل ۳-۴. نتایج و روش آزمایش مغناطیسی فراکسیون ۱۰۶ + ۱۵۰- میکرون

نمونه‌های حاصل از آزمایش‌های مغناطیسی، برای شناسایی به آزمایشگاه تهیه مقاطع فرستاده شد. در ادامه هر ۶ نمونه Sp_2-IM_1 و Sp_2-IM-M_1 و Sp_2-M-M_1 و Sp_3-IM_1 و Sp_3-IM-M_1 و Sp_3-M-M_1 را به آزمایشگاه تهیه مقاطع ارسال کرده و سپس هر کدام از آنها مطالعه شدند. نتایج مطالعات همانطور که انتظار می‌رفت، به شرح زیر است:

در مقاطع مغناطیسی (شکل ۳-۵)، مقدار زیادی هماتیت (Hem) و گوتیت (Goe) حضور دارند و به عبارتی دیگر کانی اصلی آن را تشکیل می‌دهند. ولی علاوه بر اکسیدهای آهن این مقاطع حاوی مقداری کالکوفانیت (Chal)، اسمیت‌زونیت و همی‌مورفیت می‌باشند که در بین کانی‌های اصلی روی مقدار کانی کالکوفانیت بیشتر از دو کانی دیگر است. این نتایج همانطور که در قبل هم بدان اشاره شد منطقی به نظر می‌رسد، چرا که کانی‌های غیر مغناطیسی در همان ابتدا به بخش‌های غیر مغناطیسی انتقال یافته‌اند ولی کانی‌های روی که مقداری خاصیت مغناطیس پذیری و همچنین درگیری آنها نیز با کانی‌های آهن بیشتر است، تا حدودی به بخش مغناطیسی انتقال یافته‌اند.

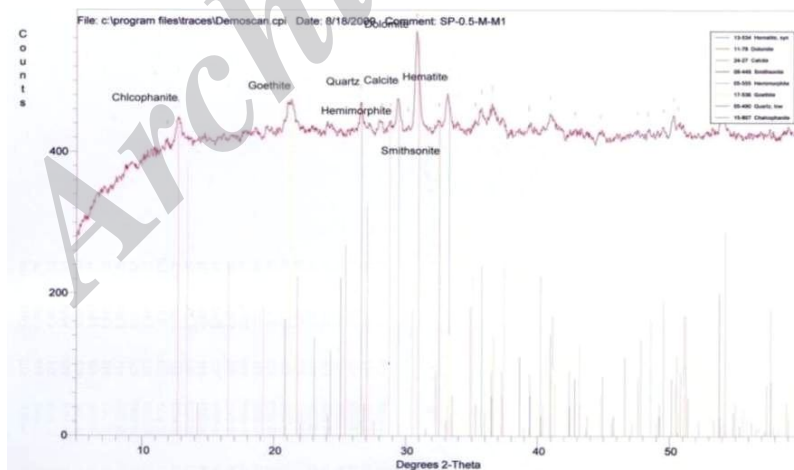


Sp3-M1 (ب)

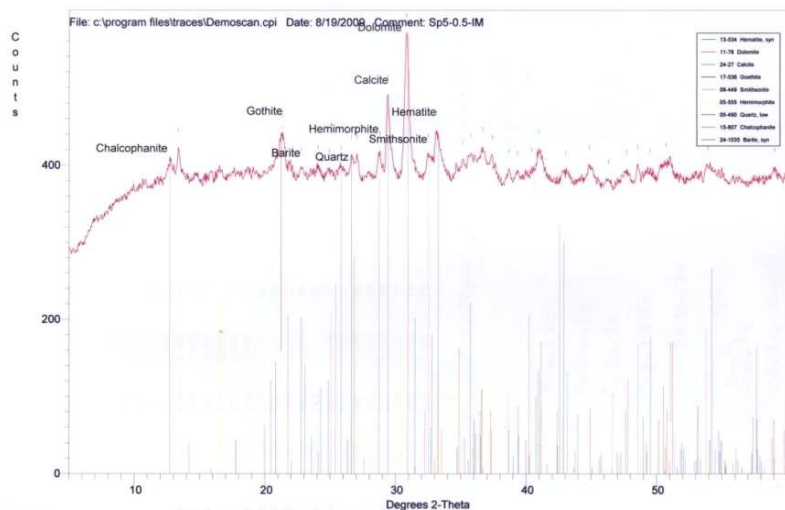
شکل ۳-۵. تصاویر میکروسکوپی مقاطع صیقلی الف) Sp2- M1

در ضمن زیاد بودن کالکوفانیت در مقاطع مغناطیسی را می‌توان به دو دلیل اول، جایگزین شدن منگنز به جای روی در ترکیب کالکوفانیت که باعث افزایش خاصیت مغناطیس پذیری آن می‌شود و دوم درگیری بیشتر این کانی با سایر کانی‌ها، بخصوص کانی‌های اکسید آهن دانست. در نمونه‌های غیر مغناطیسی مقدار هماتیت بسیار اندک ولی مقدار گوتیت نسبت به هماتیت بیشتر است، این نمونه‌ها عمدتاً از همی‌مورفیت و کالکوفانیت تشکیل شده‌اند.

برای تأیید نتایجی که از مطالعات میکروسکوپی بدست آمده است، نمونه‌های SP2- و SP3M-M1 IM حاصل از جدایش مغناطیسی به آزمایشگاه پراش اشعه ایکس ارسال شد که جواب این آنالیزها در شکل‌های ۳-۶ و ۳-۷ نشان داده شده است.



شکل ۳-۶. نمودار XRD نمونه SP5-0.5-M-M1 حاصل از جدایش مغناطیسی



شکل ۳-۷. نمودار XRD نمونه SP5-0.5-IM حاصل از جدایش مغناطیسی

۳-۴ مطالعات کانی شناسی و میکروسکوپی

یکی از مهمترین پارامترهای لازم در چگونگی بازیابی عناصر مفید از باطله‌ها و یا کنترل تلفات فلز در باطله، افزایش بازیابی در یک کارخانه، تصحیح خط و کنترل کارآیی دستگاه‌های فرآوری و به طور کلی تغییر فلوشیت در مراحل مختلف کارخانه، مطالعات میکروسکوپی و کانی‌شناسی نمونه است.

۳-۴-۱ مطالعات میکروسکوپ نوری

از نتایج آنالیزهای XRD و XRF مشخص شد که کانسنگ اکسیده بخش شرقی معدن سرب و روی مهدی آباد شامل مجموعه‌ای از هیدروکسیدهای آهن شامل گوتیت، هماتیت و کانی آمورف لیمونیت و کانی‌های منگنز شامل کانی آمورف پسی لوملان، کالکوفانیت و مقدار کمی پیرولوویت که بخش عمده‌ای از کانسنگ را تشکیل می‌دهند، است. کانی‌های اصلی روی همی‌مورفیت، اسمیت‌زونیت و کالکوفانیت هستند.

در این میان، گانگ‌های کربناته شامل کلسیت، دولومیت (و تاحدودی آنکیریت) نسبت به گانگ‌های سیلیکاته شامل کوارتز و تا حدی کانی‌های رسی بیشتر است. علاوه بر کانی‌های مذکور، در کانسنگ مهدی آباد، باریت و سرروزیت نیز تا حدی وجود دارند.

اهداف مطالعات میکروسکوپی در این تحقیق عبارتند از:

- ✓ شناسایی و تعیین کانی‌های موجود در کانسنگ اعم از گانگ و با ارزش
- ✓ تعیین ترکیب شیمیایی و تیپ‌های مختلف یک کانی به ویژه کانی‌های روی



- ✓ تعیین کمی کانی‌ها به ویژه کانی‌های روی و تعیین درصد توزیع روی در آنها
- ✓ تعیین درجه آزادی و حد خردایش
- ✓ مطالعه درگیری کانی‌ها و میزان قفل شدگی آنها با لحاظ دیدگاه مورد نظر در فرآیند

لیچینگ

- ✓ تعیین تقریبی عیار کنسانتره لیچینگ و میزان بازیابی قابل دستیابی
- ✓ تعیین کانی‌ها و به عبارتی دیگر فلزات و یون‌های مضر در لیچینگ روی
- ✓ تعیین فازهای ثانویه‌ای که ممکن است در خلال فرآیند تشکیل شوند.
- ✓ دسته بندی کانی‌های بارزش از لحاظ حلالیت در عامل‌های مختلف لیچینگ

در این راستا از محصولات مغناطیسی و غیر مغناطیس و همچنین از نمونه‌های SHM3 و SHM4 مربوط به آزمایش‌های غرق و شناورسازی مقاطع صیقلی با کیفیت خوبی تهیه شد. دلیل انتخاب این نمونه‌ها این بوده که اولاً بتوان کانی‌های مغناطیسی و غیر مغناطیسی بهتر شناسایی شوند و چگونگی توزیع این کانی‌ها در محصولات آزمایش مغناطیسی تعیین شود. دوماً در مورد نمونه‌های ثقی، نمونه‌های انتخاب شده که در آنها میزان وجود گانگ‌ها حداقل بوده و همچنین امکان حضور تمامی کانی‌های روی باشد و یا به عبارتی دیگر نمونه‌ای با عیار بالاتر کانی‌های روی انتخاب شده است.

در ابتدا بر روی مقاطع انتخاب شده، مطالعات میکروسکوپی کامل و جامعی با توجه به ویژگی‌های نوری کانی‌ها انجام گرفت و بصورت اولیه و مقدماتی کانی‌های موجود در کانسنگ شناسایی شد که در زیر هرکدام از کانی‌ها به همراه ویژگی‌های نوری آن در زیر میکروسکوپ آمده است :

۱- کالکوفانیت: سفید رنگ و برجسته و اغلب بصورت دانه درشت و تقریباً آزاد، انیزوتروپی شدید و همچنین پلی کروئیسیم خاکستری تا سفید، در بعضی موارد بصورت دانه ریز و پراکنده و درگیر با کانی‌های گانگ و اکسیدهای آهن

۲- همی‌مورفیت: سفید رنگ تا خاکستری روشن و در بعضی موارد کرمی تا صورتی، برجستگی کمتر از کالکوفانیت، این کانی دارای سطحی صاف و براق است. اغلب بصورت درگیر با اکسیدهای آهن و همچنین بصورت ریزدانه درگیر با گانگ‌ها و اسمیت‌زونیت دیده شده است.

۳- اسمیت‌زونیت: این کانی به رنگ کرم تا صورتی و اغلب ریز دانه و درگیر با همی‌مورفیت بوده و در مقاطع، نمونه‌ای درشت دانه و تیپیک از اسمیت‌زونیت دیده نشده است.



۴- اکسیدهای آهن: اکسیدهای آهن شامل هماتیت و گوتیت هستند که گوتیت ناشی از تجزیه هماتیت اولیه است. کانی هماتیت در مقاطع دو تیپ دارد: اولی بصورت سفید شفاف و با برجستگی پایین، که خیلی ریز دانه و میکرونی است و اغلب با کانی‌های روی از جمله همی مورفیت درگیری دارد. تیپ دوم هماتیت در کنار گوتیت است و اغلب به رنگ قرمز آجری دیده می‌شود و در واقع هماتیت در حال تجزیه به گوتیت است. این نوع هماتیت درشت دانه تر ولی مقدار آن کم تر از نوع اول است.

گوتیت به رنگ قرمز تا قهوه‌ای تیره و درشت دانه دیده می‌شود. در موارد دانه ریز با سایر کانی‌های گانگ و در بعضی جاها با کالکوفانیت درگیری دارد.

۵- کانی‌های گانگ: کلسیت، دولومیت، کوارتز و باریت

✓ کوارتز: ریزدانه و به رنگ خاکستری شفاف و سطحی کاملاً صاف و دارای خاموشی موجی است.

✓ کلسیت: خاکستری تیره و دارای کلیواژهای رومبوئدری، اغلب درشت دانه و در بعضی موارد ساختار کریستالی به خوبی معلوم است مقدار آن از کوارتز بیشتر ولی از دولومیت کمتر است.

✓ دولومیت: خاکستری رنگ تا قهوه‌ای روشن و اغلب به رنگ خاکستری با ته رنگ نارنجی دیده می‌شود. درشت دانه و در بعضی موارد ساختار هگزاگونال آن به خوبی قابل تشخیص است.

✓ باریت: سفید تا خاکستری روشن، درگیر با کالکوفانیت و سایر کانی‌ها

۳-۴-۲ مطالعات میکروسکوپ الکترونی (SEM)

با مطالعات میکروسکوپی نوری نتایج خیلی دقیقی به ویژه در مورد کانی‌های روی حاصل نشد. لذا نمونه SHM₃ را انتخاب کرده تا بر روی آن مطالعات میکروسکوپ الکترونی انجام شود. بدین منظور با مطالعه دقیق زیر میکروسکوپ بخش‌های متنوع و مختلفی از آن مشخص شد، البته سعی شد که کلیه کانی‌ها و همچنین پدیده‌هایی مانند درگیری کانی‌های مختلف و همچنین تیپ‌های محتمل یک کانی در بخش‌های انتخابی مشخص شده قرار بگیرند تا بتوان مطالعات جامعی را روی نمونه انجام داد.

به طور کلی هدف از مطالعات SEM عبارتند از:

✓ تأیید نتایج میکروسکوپ نوری به ویژه در مورد کانی‌های روی

✓ شناسایی دقیق تر کانی‌ها به ویژه کانی‌های روی

✓ تعیین تیپ‌های مختلف کالکوفانیت و تعیین ترکیب شیمیایی و توصیف هر کدام از آنها



✓ مشخص کردن درگیری کانی‌های بارزش با اکسیدهای آهن و کانی‌های گانگ

قبل از انجام مطالعات SEM، می‌بایست بر روی نمونه آماده سازی لازم (پوشش طلا یا کربن) انجام شود. پس از این مرحله بر روی نمونه و مناطق از پیش تعیین شده مطالعات SEM انجام گرفت. در ضمن باید توجه داشت، در روش SEM هرچه چگالی کانی بیشتر باشد میزان شفافیت و روشنی کانی به طور نسبی بیشتر خواهد بود. از مطالعات SEM نمونه‌های انتخاب شده برای این بخش نتایج مطالعات میکروسکوپ نوری تصدیق و البته موارد جالب و تکمیلی نیز مشخص شد که در بخش‌های بعدی به آنها اشاره شده است.

۳-۵ نتایج مطالعات کانی شناسی و میکروسکوپی

۳-۵-۱ درگیری، قفل شدگی و درجه آزادی کانی‌ها

از مطالعات میکروسکوپی نوری مشخص می‌شود که یک سری از کانی‌ها دانه ریز بوده و احتمالاً بصورت هم‌رشدی با کانی‌های دیگر تشکیل شده‌اند و لذا درگیری‌های شدیدی با همدیگر دارند که در اینجا بیشتر، درگیری کانی‌های روی با اکسیدهای آهن و کانی‌های گانگ حائز اهمیت هستند. در این مورد بدلیل اهمیت موضوع از لحاظ میزان روی قابل انحلال، یک سری نقاط در نمونه‌های صیقلی انتخاب شد تا در SEM مورد مطالعه قرار گیرند که نتایج مطالعات درگیری کانی‌ها در انتهای نتایج SEM آورده شده است.

درجه آزادی: برای تعیین درجه آزادی از نمونه‌های آزمایش‌های غرق و شناورسازی استفاده شد. با توجه به مطالعات قبلی، توزیع روی در فراکسیون‌های مختلف و تجربه‌های موجود در این زمینه، در ابتدا دو فراکسیون ابعادی (μ ۲۱۲-۱۵۰+) و (μ ۱۵۰-۱۰۶+) میکرون انتخاب شد و از آنها مقطع صیقلی تهیه شد، تا ضمن کاهش هزینه‌های آنالیز، درجه آزادی بر روی این دو فراکسیون در زیر میکروسکوپ نوری و الکترونی مورد بررسی قرار گیرد. همانطور که انتظار می‌رفت، درگیری کانی‌ها در این فراکسیون‌ها نسبتاً کم و درجه آزادی تا حد قابل قبولی حاصل و نیاز به خردایش بیشتر نیست. بنابراین درجه آزادی، فراکسیون ابعادی ۱۰۶- میکرون انتخاب شد که ۸۰٪ کانی-های اصلی در این فراکسیون آزاد شده‌اند.

۳-۵-۲ کانی‌های روی در کانسنگ اکسیده روی مهدی آباد

همان‌طور که قبلاً اشاره شده سه کانی مختلف روی در این کانسنگ دیده می‌شود: اسمیت‌زونیت (کربناته)، همی‌مورفیت (سیلیکاته) و کالکوفانیت (اکسیدی).

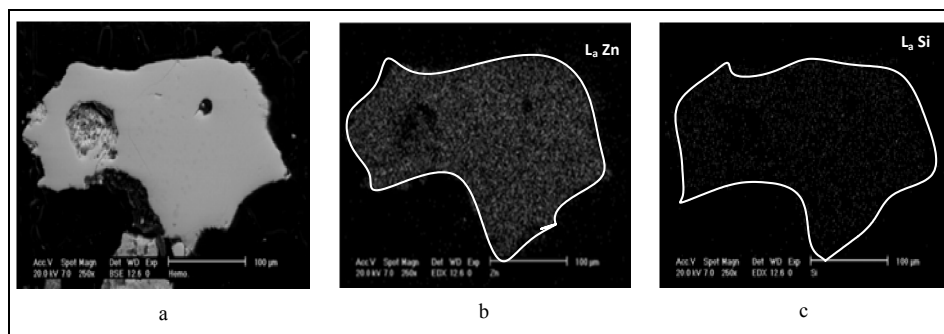
کانی همی مورفیت و اسمیت زونیت (شکل‌های ۳-۸ و ۳-۹) در اغلب موارد کنار هم و بصورت هم‌رشدی با هم دیده می‌شوند و تا حدی تفکیک آنها مشکل است ولی چون از لحاظ انحلال در اسید سولفوریک (عامل لیچینگ) شرایط نسبتاً یکسانی دارند لذا تفکیک آنها ضروری نیست. این دو کانی اغلب با کانی‌های آهن درگیر هستند (شکل ۳-۱۰) ولی از لحاظ فرآیند لیچینگ در معرض اسید قرار می‌گیرند و به عبارتی آزاد هستند ولی سینتیک انحلال آنها تا حدی پایین خواهد آمد.

کانی کالکوفانیت به دو صورت درشت دانه و ریز دانه دیده می‌شود. دانه‌های ریز معمولاً با سایر کانی‌ها درگیری بالای دارند بدین صورت که در اطراف کانی‌های کانگ و در داخل و اطراف کانی آهن قرار گرفته‌اند (شکل ۳-۱۱). اما دانه‌های درشت کالکوفانیت اغلب کاملاً آزاد هستند ولی در این مورد کالکوفانیت به دو نوع خالص و پرآهن تقسیم می‌شود (شکل ۳-۱۲) که تشخیص این دو نوع در زیر میکروسکوپ نوری واقعا مشکل است و تنها در SEM آن هم در بزرگنمایی‌های خیلی بالا قابل شناسایی هستند. در نوع آهن دار کالکوفانیت در نقاط مختلف نمونه دامنه وسیعی از مقدار آهن از کم تا خیلی زیاد دیده می‌شود.

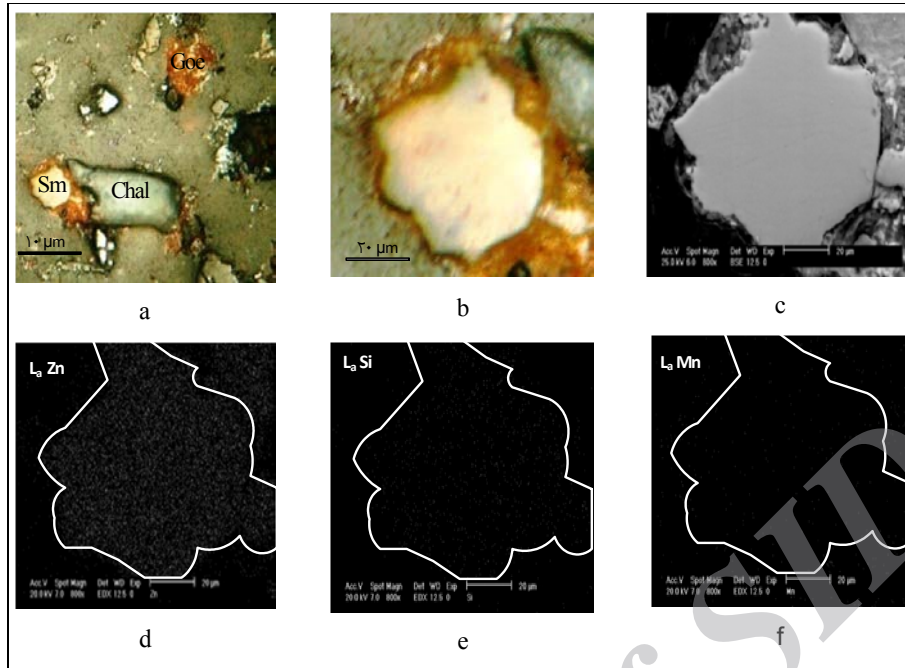
در مورد کالکوفانیت با توجه به مطالعات قبلی، مشخص شد که این کانی در اسید سولفوریک کم محلول است و سینتیک انحلال خیلی پایینی دارد، که این به دلیل حضور یون‌های چهارظرفیتی منگنز و یون‌های سه ظرفیتی آهن در ساختار آنهاست.

توجه شود که تیپ‌های کالکوفانیت به دلیل میزان آهن و با درگیری با سایر کانی‌ها رفتار متفاوتی را در عملیات لیچینگ دارند که این مطلب خود تفسیر نتایج لیچینگ را تا حدی دشوار خواهد کرد.

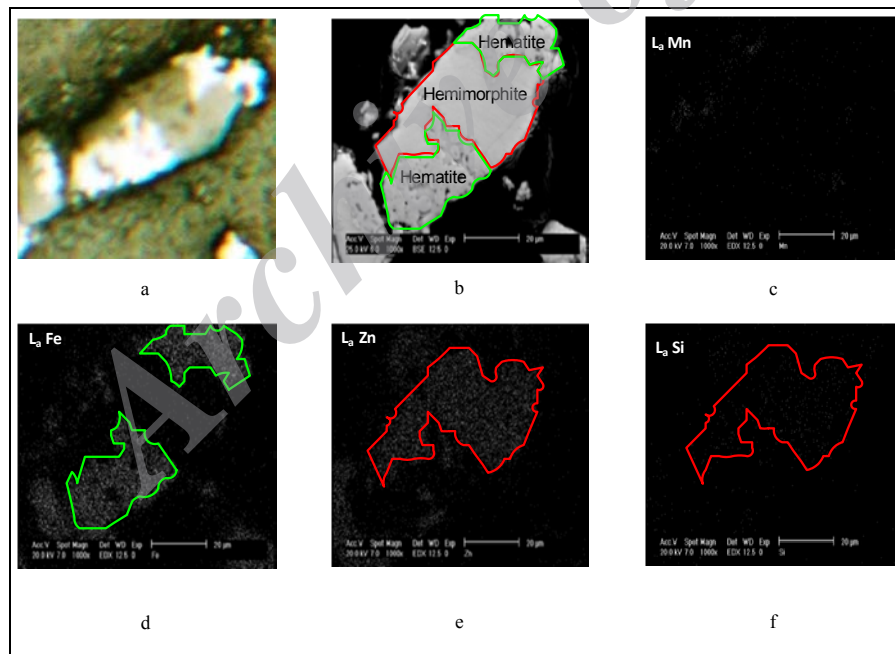
مقداری از روی بصورت عنصری و یا بصورت هم‌رشدی کانی‌های روی داخل کانی‌های اکسیدی آهن دیده می‌شود که دست یابی به این مقدار روی و حل کردن کانی‌های آهن در شرایط اعمالی لیچینگ، سخت است.



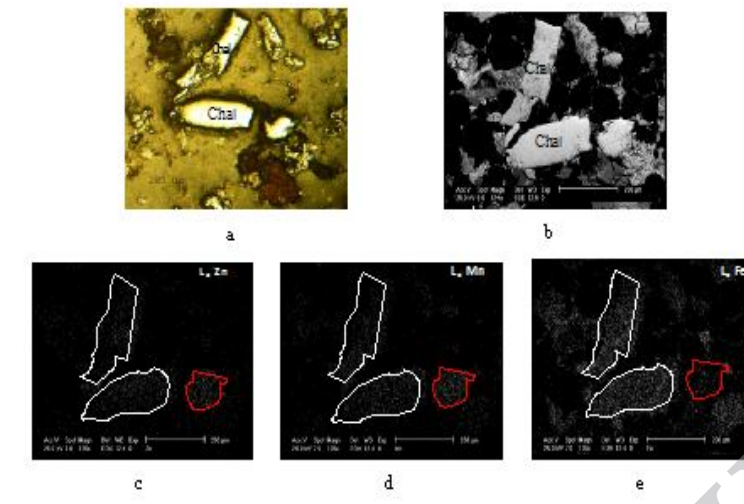
شکل ۳-۸. کانی همی مورفیت (a) تصویر BS توسط SEM، (b,c) به ترتیب تصاویر WDX روی و سیلیس



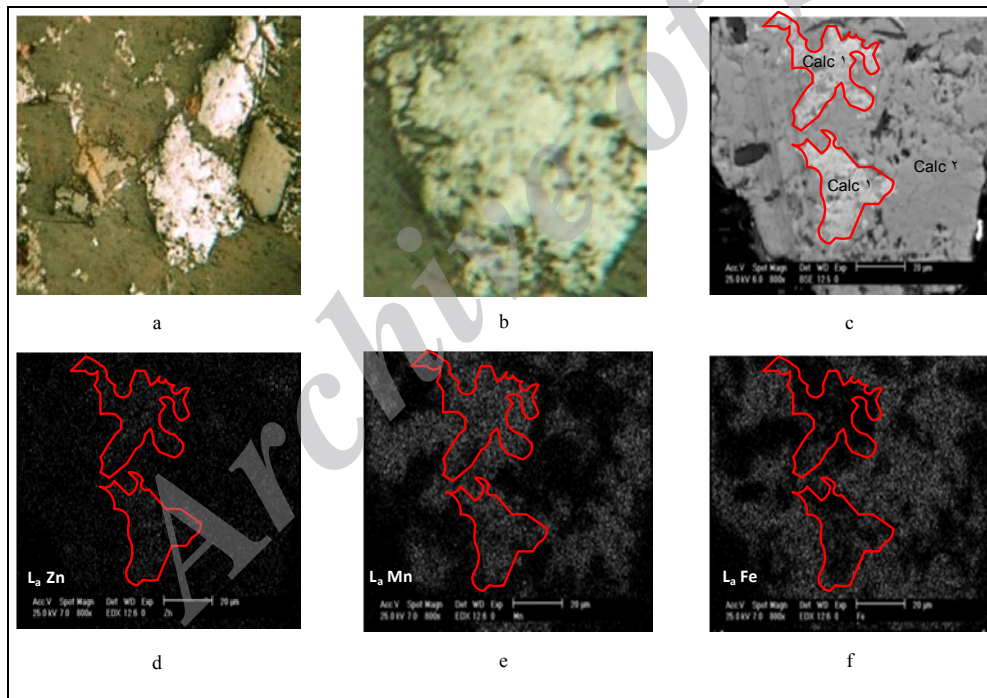
شکل ۳-۹. کانی اسمیت زونیت (a,b تصاویر میکروسکوپ نوری (c تصویر BS توسط SEM (d,e,f به ترتیب تصاویر WDX روی، سیلیس و منگنز



شکل ۴-۱۰. درگیری همی مورفیت با هماتیت (a تصاویر میکروسکوپ نوری (b تصویر BS توسط SEM (c,d,e,f به ترتیب تصاویر WDX منگنز، آهن، روی و سیلیس



شکل ۳-۱۱. دو تیپ کالکوفانیت (a) تصاویر میکروسکوپ نوری (b) تصویر BS توسط SEM. (c, d, e) به ترتیب تصاویر WDX روی، منگنز و آهن



شکل ۳-۱۲. دو تیپ کالکوفانیت (a,b) تصاویر میکروسکوپ نوری (c) تصویر BS توسط SEM. (d, e, f) به ترتیب تصاویر WDX روی، منگنز و آهن

۳-۵-۳ عناصر و کانی‌های مضر

در کانسنگ کمپلکس اکسیده روی مهدی آباد، کانی‌ها و عناصر زیادی به عنوان مضر محسوب می‌شوند که عبارتند از :



✓ سیلیس: این عنصر در کانی‌های همی‌مورفیت و کوارتز حضور دارد ولی چون کوارتز لیچ نمی‌شود تنها سیلیس موجود در همی‌مورفیت ممکن است مشکل ساز باشد. با توجه به امکان تشکیل ژل سیلیسی در فرآیند لیچینگ و متعاقباً ایجاد مشکل در فرآیند فیلتراسیون باید شرایط را طوری تنظیم کرد که تشکیل ژل به حداقل برسد. با پایین آوردن pH به زیر ۲ تشکیل ژل به شدت کاهش خواهد یافت.

✓ آهن و منگنز: حضور مقادیر بالای این دو عنصر کار را خیلی مشکل خواهد کرد چون با توجه به استانداردهای موجود برای محلول باردار لیچینگ روی، مقادیر این دو عنصر نباید از میزانی معین بالاتر رود، لذا باید شرایط لیچینگ طوری اعمال شود که میزان ورود این عناصر به محلول PLS حداقل ممکن شود. با توجه به حضور کالکوفانیت و همچنین درگیری‌های بالای کانی‌های آهن با کانی‌های روی در بعضی موارد و یا ورود عنصر روی به شبکه کانی‌های آهن، بازبایی روی در شرایطی که میزان منگنز و آهن محلول PLS از مقدار استاندارد فراتر نرود، مقداری مشخص خواهد بود که بعداً به آن اشاره می‌شود و به عبارتی دیگر مقدار قابل توجهی روی در این شرایط از دست می‌رود.

✓ کلسیت و دولومیت: بالا بودن مقدار این کانی در کانسنگ باعث بالا رفتن میزان مصرف اسید در لیچینگ خواهد شد.

✓ علاوه بر کانی‌های ذکر شده، کانی باریت نیز در این کانسنگ حضور دارد که حتی می‌تواند به عنوان یک محصول جانبی در فرآوری این کانسنگ لحاظ شود.

۳-۵-۴ توزیع کانی‌ها در کانسنگ اکسيده مهدی آباد

براساس مطالعات XRF، XRD، مطالعات میکروسکوپی و SEM و توضیحات ارائه شده در بخش - های قبلی درصد تقریبی کانی‌های موجود در کانسنگ مهدی آباد را به صورت جدول ۳-۷ می‌توان بیان کرد:



جدول ۳-۷. توزیع کانی‌های موجود در کانسنگ مهدی آباد

ردیف	نام کانی	مقدار کانی (%)	ردیف	نام کانی	مقدار کانی (%)
۱	دولومیت	۱۸-۲۰	۷	همی مورفیت	۵-۷
۲	کلسیت	۱۲-۱۲	۸	باریت	کمتر از ۲
۳	اسمیت زونیت	۲-۴	۹	کوارتز	۳-۴
۴	گوتیت	۱۲-۱۴	۱۰	سروزیت	کمتر از ۲
۵	هماتیت	۱۰-۱۲	۱۱	پسی لوملان (آمورف)	۸-۹
۶	کالکوفانیت	۱۱-۱۳	۱۲	لیمونیت (آمورف)	۸-۱۰

۳-۵-۵ توزیع روی در کانی‌های روی

همانطور که در بخش‌های قبلی بیان شد، عیار روی در حدود ۹/۶٪ است، چنانچه توزیع این عنصر در کانی‌های اصلی روی محاسبه شود (جدول ۳-۸)، به طور متوسط ۲۹٪ فلز روی در کالکوفانیت، ۴۸٪ فلز روی در کانی همی مورفیت و ۲۳٪ فلز روی در کانی اسمیت زونیت قرار می‌گیرد.

جدول ۳-۸. توزیع روی در کانی‌های روی موجود در کانسنگ مهدی آباد

نام کانی	فرمول شیمیایی	درصد کانی در کانسنگ	توزیع کانی در میان کانی‌های روی٪	حداکثر مقدار روی در کانی‌ها	درصد توزیع فلز روی در کانی
اسمیت زونیت	ZnCO ₃	۳	۱۴/۲۸	۵۲/۱۵	۲۲/۸۷
همی مورفیت	Zn ₄ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ 0H ₂ O	۶	۲۸/۵۷	۵۴/۲۹	۴۷/۸
کالکوفانیت	(Fe,Mn,Zn)Mn ₃ O ₇ .3H ₂ O	۱۲	۵۷/۱۴	۱۷/۰۹	۲۹/۳۲
جمع		۲۱	۱۰۰	-	۱۰۰

فصل چهارم

آزمایشهای پیش تغلیظ نمونه

Archive of SID

۴-۱ مقدمه

در گزارش مربوط به فاز اول (مطالعات اولیه) به این نکته اشاره گردید که برای پرعیارسازی یک کانی با توجه به درجه آزادی آن، می‌توان از روشهای فیزیکی (واسطه سنگین، میز لرزان، اسپیرال، مولتی گراویتی و جدایش مغناطیسی) روش شیمی-فیزیکی (فلوتاسیون) استفاده نمود. از روشهای فیزیکی با توجه به اختلاف وزن مخصوص کانیهای روی با کانیهای باطله و در روش فلوتاسیون از اختلاف خواص شناوری کانیها استفاده می‌شود. با توجه به مطالعات کانی شناسی انجام شده (مقاطع صیقلی-نازک و درجه آزادی بهمراه آنالیز XRD) نتیجه گیری شد که استفاده از روش واسطه سنگین با توجه به درجه آزادی پایین کانیهای روی ($d_{80} = 106 \mu$) میسر نمی‌باشد. زیرا برای انجام آزمایش مذکور دانه-بندی ذرات باید حداقل ۶ mm باشد تا با تهیه واسطه سنگین با وزن مخصوص بینابین، جدایش مناسبی را شاهد بود. همچنین با توجه به درگیری زیاد کانیهای آهن و منگنز با کانیهای روی بنظر می‌رسد که استفاده از سایر روشهای فیزیکی بخصوص اسپیرال، میز لرزان و مولتی گراویتی بی‌تاثیر باشد. با اینحال با استفاده از روشهای فیزیکی، تست واحدی انجام گردید. بنظر می‌رسد با توجه به وجود کانیهای آهن‌دار مثل گوتیت و هماتیت بتوان با جدایش مغناطیسی شدت بالا (بالتر از ۱۰۰۰۰ گوس) پرعیارسازی کانیهای روی را شاهد بود.

در روش فلوتاسیون با انجام آزمایشهای مستقیم (شناورسازی کانیهای روی و بازداشت کانیهای آهن-دار) و معکوس (شناورسازی کانیهای آهن‌دار و بازداشت کانیهای روی) شاید بتوان جدایش کانیهای روی را از کانیهای آهن شاهد بود اگرچه مشکل کانی کالکوفانیت همچنان پابرجا خواهد بود.

۴-۲ میز لرزان

مقداری از کانسنگ روی توسط آسیای میله‌ای خردایش گردید تا دانه‌بندی آن به زیر ۲ mm برسد. سپس آزمایش میز لرزان روی نمونه مذکور تحت شرایط جدول ۴-۱ انجام شد. جدول ۴-۲ نتایج آزمایش بدست آمده با میز لرزان را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۱. شرایط آزمایش میز لرزان روی کانسنگ مهدی آباد

پارامتر	واحد	مقدار
دبی آب شستشو	لیتر بر دقیقه	۱۱
دبی آب خوراک	لیتر بر دقیقه	۸
شیب میز	درجه	۱۱
زمان انجام آزمایش	دقیقه	۴

جدول ۴-۲. نتایج آزمایش میز لرزان روی کانسنگ مهدی آباد

محصول	درصد وزنی	عیار %		توزیع %	
		روی	آهن	روی	آهن
سنگین	۱۴/۹۱	۱۲/۴۹	۲۲/۳۴	۱۹/۲۸	۱۶/۵۶
میانی	۷۰/۱۱	۹/۳۸	۲۰/۲۸	۶۸/۰۸	۷۰/۷۱
سبک	۱۴/۹۸	۷/۸۴	۱۸/۱۵	۱۲/۱۵	۱۳/۵۲
خوراک	۱۰۰	۹/۶۱	۲۰/۲۷	۱۰۰	۱۰۰

نتایج جدول ۴-۲ بیانگر افزایش عیار فلز روی و آهن در بخش سنگین و کاهش عیار این فلزات در بخش سبک می باشد. بالاترین توزیع فلزات روی و آهن در بخش میانی و آن هم به دلیل بالا بودن درصد وزنی بخش میانی می باشد. از داده های جدول ۴-۲ نتیجه می شود که میز لرزان برای جدایش کانیهای آهن و روی از یکدیگر مناسب نیست. شکل ۴-۱ نشان دهنده میز لرزان آزمایشگاهی می باشد.



شکل ۴-۱. دستگاه میز لرزان

۴-۳ مولتی گراویتی (MGS)

مقداری از کانسنگ روی توسط آسیای میله ای خردایش گردید تا دانه بندی آن به زیر ۰/۵ mm برسد. سپس آزمایش میز مولتی گراویتی روی نمونه مذکور تحت شرایط جدول ۴-۳ انجام شد. جدول ۴-۴ نتایج آزمایش بدست آمده با میز لرزان را نشان می دهد.

جدول ۴-۳. شرايط آزمایش مولتی گراویتی (MGS) بر روی کانسنگ مهدي آباد

پارامتر	واحد	مقدار
دبی آب شستشو	لیتر بر دقیقه	۳
دبی آب خوراک	لیتر بر دقیقه	۲
شیب میز	درجه	۴
دور درام	Rpm	۲۰۰
زمان انجام آزمایش	دقیقه	۱۳

جدول ۴-۴. نتایج آزمایش مولتی گراویتی (MGS) بر روی کانسنگ مهدي آباد

محصول	درصد وزنی	عیار %		توزیع %	
		روی	آهن	روی	آهن
سنگین	۲۰/۸۲	۸/۱۷	۲۱/۲۲	۱۷/۶۲	۲۱/۲۶
سیک	۷۹/۱۸	۱۰/۰۴	۲۰/۶۶	۸۲/۳۸	۷۸/۷۴
خوراک	۱۰۰	۹/۶۵	۲۰/۷۸	۱۰۰	۱۰۰

نتایج آزمایش مولتی گراویتی بیانگر افزایش درصد فلز روی در بخش سبک بدون تغییر محسوس در عیار فلز آهن می باشد. توزیع روی و آهن در بخش سبک جدایش مولتی گراویتی هر دو بالا و به اندازه ۹۰/۴۹ و ۸۱/۳۴ درصد می باشد. از این آزمایش نیز نتیجه گرفته می شود که جدایش خاصی از کانیهای روی و آهن مشاهده نشده است. شکل ۴-۲ نشان دهنده میز موزلی (جداکننده مولتی گراویتی) در مقیاس آزمایشگاهی می باشد.



شکل ۴-۲. دستگاه مولتی گراویتی

۴-۴ جدایش مغناطیسی

با توجه به وجود کانیهای آهن دار هماتیت، گوتیت و کالکوفانیت و خاصیت پارامغناطیسی این کانیها



(مغناطیسی ضعیف) با اعمال شدت میدانهای بالای ۷۰۰۰ گوس که مناسب کانیهای پارامغناطیسی می باشد می توان جدایشی بین کانیهای آهندار و فاقد آهن شاهد بود. با توجه به کاربرد روش جدایش مغناطیسی خشک برای دانه بندیهای درشتتر و جدایش تر برای کانیهای ریزتر، دو سری از آزمایشها با دانه بندیهای مختلف انجام شده اند.

۴-۴-۱ جدایش مغناطیسی خشک

در این روش، جدایش مغناطیسی به روش خشک بر روی دانه بندی های ۲۱۰+۳۰۰- میکرون و ۱۵۰+۲۱۰- میکرون انجام شد. در این محدوده های دانه بندی، درجه آزادی در حد مطلوبی قرار ندارد ولی جدایش مغناطیسی به روش خشک برای دانه بندی ریز ذرات، محدودیت دارد. میزان شدت میدان مغناطیسی در این آزمایشها متغیر و از ۲۲۰۰ تا ۱۲۰۰۰ گوس تغییر کرد که در هر مرحله، آزمایش بر روی خوراک انجام شده و میزان جدایش و وزن هر کدام از محصولات تعیین شد. در جدول ۴-۵ مقدار وزن نمونه، شدت میدان و کد هر نمونه برای آزمایشهای مغناطیسی خشک بیان شده است.

جدول ۴-۵. اطلاعات مربوط به نحوه آزمایش جداکننده مغناطیسی

کد نمونه	شدت میدان (گوس)	ابعاد ذرات (میکرون)
A	۲۲۰۰	-۳۰۰+۲۱۰
B	۴۰۰۰	
C	۷۵۰۰	
D	۱۲۰۰۰	
E	۲۲۰۰	-۲۱۰+۱۵۰
F	۴۰۰۰	
G	۷۵۰۰	
H	۱۲۰۰۰	

شرح عمل بدین صورت بود که ابتدا شدت میدان مغناطیسی در دستگاه روی ۲۲۰۰ گوس تنظیم شد (شدت پایین) و سپس ۱۵۰ گرم نمونه از فراکسیون ۲۱۰+۳۰۰- میکرون به عنوان خوراک وارد دستگاه و پس از عمل جدایش به سه محصول مغناطیسی، میانی و غیر مغناطیسی تقسیم شد. سپس هر کدام از محصولات وزن شده و میزان آهن و روی موجود در آنها بواسطه آنالیز شیمیایی روی هر کدام از محصولات تعیین شد. نکته مهم در این آزمایشها، نحوه خوراک دهی به دستگاه بود. هر چند که جداکننده انتخاب شده قابلیت جداسازی مواد تا ۷۵ میکرون را دارد ولی به هر حال هنگام اجرای آزمایش، دانه های خوراک به هم چسبیده و به صورت توده ای وارد قسمت مغناطیسی می شدند. برای



حل این مشکل ۲ راهکار مورد اجرا قرار گرفت. اول اینکه به جای اینکه خوراک توسط فیدر دستگاه بر روی آهن ربا توزیع شود، به صورت دستی و بسیار کم کم به طوری که تمامی دانه‌ها از هم تفکیک شوند، بر روی آهن ربا توزیع شد. دوم اینکه موادی را که در قسمت مغناطیسی قرار گرفته‌اند، دوباره از میدان عبور داده تا کانی‌های غیر مغناطیسی مانده در قسمت مغناطیسی یکبار دیگر امکان جدایش داشته باشند.

این عمل برای شدت میدانهای ۴۰۰۰ تا ۱۲۰۰۰ گوس (شدت متوسط و بالا) تکرار و محصولات آنها نیز به همین ترتیب وزن و آنالیز شدند. هدف از این کار تعیین شدت میدان بهینه جدایش و همچنین یافتن بهترین محصول غیر مغناطیسی چه از نظر وزنی و چه از نظر میزان درصد عیار آهن و روی در آن است تا در صورت امکان در مرحله بعد مورد عمل لیچینگ قرار گیرد. جدول ۴-۶ میزان درصد روی و آهن را در خوراک دستگاه جداکننده مغناطیسی نشان می‌دهد.

جدول ۴-۶. میزان درصد روی و آهن در خوراک دستگاه جداکننده مغناطیسی

دانه بندی (میکرون)	۳۰۰+۲۱۰-	۲۱۰+۱۵۰-
درصد آهن	۲۰/۲۳	۲۰/۱۵
درصد روی	۹/۵۵	۹/۷۲

جدول ۴-۷ نتایج حاصل از عملیات انجام شده توسط جداکننده مغناطیسی خشک را بیان می‌کند. لازم به ذکر است که هر کدام از سه محصول مغناطیسی، میانی و غیر مغناطیسی با کد نمونه مورد نظر و به ترتیب با اندیس ۱، ۲ و ۳ عنوان شده‌اند.

جدول ۴-۷. نتایج حاصل از آزمایش جداکننده مغناطیسی خشک

نوع محصول	نمونه	درصد وزنی	عیار آهن	عیار روی
غیر مغناطیسی	A ₁	۵۶/۷	۱۸/۵۶	۱۱/۴۷
میانی	A ₂	۲۸	۲۴/۳۶	۷/۹۲
مغناطیسی	A ₃	۱۵/۳	۲۵/۳۹	۸/۰۵
غیر مغناطیسی	B ₁	۸	۱۶/۶۷	۱۲/۰۸
میانی	B ₂	۲۵/۳	۲۲/۲۲	۹/۶۱
مغناطیسی	B ₃	۶۶/۷	۲۳/۱۵	۸/۷۸
غیر مغناطیسی	C ₁	۴/۱	۱۲/۳۷	۱۴/۲۹
میانی	C ₂	۱۳/۹	۲۲/۶۶	۸/۸۹
مغناطیسی	C ₃	۸۲	۲۳/۴۸	۹/۲۴
غیر مغناطیسی	D ₁	۱۰	۱۴/۰۸	۱۰/۸۶
میانی	D ₂	۱۷/۳	۲۱/۲۵	۹/۸۴
مغناطیسی	D ₃	۷۲/۷	۲۳/۵۶	۹/۲۲
غیر مغناطیسی	E ₁	۵۴/۵	۱۸/۹۵	۱۰/۲۸



	۸/۷۶	۲۴/۲۱	۱۸/۶	E ₂	میانی
	۸/۸۳	۲۴/۱۸	۲۶/۹	E ₃	مغناطیسی
	۱۱/۵۵	۱۴/۵۵	۱۳/۳	F1	غیر مغناطیسی
	۱۱/۱۲	۲۲/۶۲	۱۸	F2	میانی
	۸/۹۹	۲۲/۶۰	۶۶/۷	F3	مغناطیسی
	۱۲/۰۸	۱۳/۹۴	۷/۴	G ₁	غیر مغناطیسی
	۱۰/۸۰	۲۱/۸۹	۱۳/۳	G ₂	میانی
	۸/۹۵	۲۲/۷۱	۷۹/۳	G ₃	مغناطیسی
	۱۳/۵۲	۱۸/۶۸	۳/۳	H1	غیر مغناطیسی
	۱۰/۹۵	۲۱/۰۸	۸	H2	میانی
	۹/۰۹	۲۲/۱۳	۸۸/۷	H3	مغناطیسی

با توجه به نتایج جدول ۴-۷ مشاهده شد که تغییر ابعاد و دانه‌بندی نمونه‌ها تغییر چندانی در جدایش آهن از کانسنگ ندارد. بهترین میزان شدت میدان برای کاهش آهن در محصول غیر مغناطیسی ۷۵۰۰ گوس می‌باشد که میزان آهن در آن به ۱۲/۳۷ درصد در فراکسیون ۲۱۰+۳۰۰- میکرون و ۱۳/۹۴ درصد در فراکسیون ۱۵۰+۲۱۰- میکرون رسیده است. محصول میانی در کمترین حالت دارای حداقل ۲۱ درصد آهن است و از این نظر باید جزء محصول مغناطیسی به حساب آورده شود.

از سوی دیگر محصول غیر مغناطیسی دارای حداکثر ۱۴/۲۹ درصد روی در شدت میدان ۷۵۰۰ گوس می‌باشد که این مقدار برای فراکسیون ۲۱۰+۳۰۰- میکرون به ۸/۰۵ درصد کاهش می‌یابد. بدین ترتیب می‌توان نتیجه گرفت که از نظر محاسبات عیاری، محصول غیر مغناطیسی از فراکسیون ۲۱۰+۳۰۰- میکرون با شدت میدان ۷۵۰۰ گوس دارای بهترین عیار روی (۱۴/۲۹٪) و کمترین مقدار آهن (۱۲/۳۷٪) است. اما دو نکته مهم در این مورد قابل توجه است:

۱- میزان روی در محصولات میانی و مغناطیسی بالاست بطوریکه کمترین عیار روی در محصولات مغناطیسی در شدت جریانهای مختلف ۸/۰۵ می‌باشد. بنابراین با خارج نمودن محصولات مغناطیسی و میانی از چرخه فرآوری مقدار قابل توجهی از روی استحصال نخواهد شد.

۲- میزان درصد وزنی محصولات غیر مغناطیسی بجز در شدت میدان ۲۲۰۰ گوس بسیار پایین بوده و در شدت میدان ۷۵۰۰ گوس ۴/۱ تا ۷/۳ درصد وزنی را تشکیل می‌دهد. مقدار اندک درصد وزنی، به شدت بازبایی فرآیند را کاهش می‌دهد.

در جدول ۴-۸ میزان بازبایی و یا به عبارتی توزیع روی و آهن برای محصولات غیر مغناطیسی و درصد توزیع آهن برای محصولات میانی و مغناطیسی نشان داده شده است. با توجه به اینکه میزان بازبایی در نمونه A₁ و E₁ به علت وزن بیشتر، بالاست اما در همین محصولات درصد عیار آهن نیز



بالاست و جدایش به خوبی صورت نگرفته است.

جدول ۴-۸. درصد توزیع روی و آهن در محصول غیر مغناطیسی و درصد توزیع آهن در محصولات مغناطیسی و میانی

نمونه	A ₁	B ₁	C ₁	D ₁	E ₁	F ₁	G ₁	H ₁
درصد توزیع روی	۶۵/۳۴	۱۰/۴۴	۶/۲۳	۱۱/۴۴	۵۸/۳۲	۱۵/۸۱	۹/۴۸	۴/۷۵
درصد توزیع آهن	۴۹/۵۷	۵/۹۵	۲/۲۱	۶/۳۴	۴۸/۴۱	۸/۹۹	۴/۷۰	۲/۸۱
نمونه	A ₂ +A ₃	B ₂ +B ₃	C ₂ +C ₃	D ₂ +D ₃	E ₂ +E ₃	F ₂ +F ₃	G ₂ +G ₃	H ₂ +H ₃
درصد توزیع آهن	۵۰/۴۳	۹۴/۰۵	۹۷/۷۹	۹۳/۶۶	۵۱/۵۹	۹۱/۰۱	۹۵/۳۰	۹۷/۱۹

در محصولات دیگر نیز که میزان آهن به صورت قابل توجهی کاهش یافته نیز بازیابی به علت اندک بودن درصد وزنی محصول پایین و غیر قابل قبول می‌باشد.
با توجه به مطالب فوق عدم جدایش خوب توسط جدا کننده مغناطیسی خشک را می‌توان در چند نکته خلاصه نمود:

- ۱- درگیری کانیهای آهن با قطعات روی و در نتیجه بالا بودن میزان روی در محصول مغناطیسی و میانی و عدم استفاده از جدا کننده‌های مغناطیسی خشک برای دانه‌بندیهای ریز.
 - ۲- خطاهای حاصل از دستگاه جدا کننده مغناطیسی از جمله بالا بودن دور غلطک مغناطیسی و دبی بالای خوراک که در این مورد سعی شده است که خطا از حد مجاز تجاوز نکند.
- به هر حال با توجه به نتایج بدست آمده جدا کننده مغناطیسی خشک کارآیی خوبی را در جدایش کانیهای آهن در بر نداشته و برای حالت صنعتی غیر قابل استفاده است.

۴-۴-۲ جدایش مغناطیسی تر

با توجه به اینکه در روش جدایش مغناطیسی خشک، بعلت دانه‌بندی ریز نمونه و همپوشانی ذرات در هنگام جدایش، کارآیی دستگاه مغناطیسی پایین می‌باشد، لاجرم برای رفع مشکل همپوشانی از روش تر باید استفاده شود. لذا در این آزمایش از جدا کننده مغناطیسی تر با سه شدت میدان ۹۰۰۰، ۱۵۰۰۰ و ۱۷۵۰۰ گوس استفاده شد. خوراک مورد استفاده دارای دانه‌بندی ۱۰۰- میکرون و عیار روی و آهن بترتیب ۹/۶۶ و ۲۰/۱۱ درصد بوده است. جدول ۴-۹ شرایط انجام آزمایش جدایش مغناطیسی تر را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۹. شرایط آزمایش مغناطیسی تر بر روی کانسنگ مهدی آباد

پارامتر	واحد	مقدار
دبی آب شستشو	لیتر بر دقیقه	۲۰
دبی آب خوراک	لیتر بر دقیقه	۳
زمان انجام آزمایش	دقیقه	۱۴



پرعیارسازی کانسنگ اکسیده کم عیار روی بمنظور رفع مشکلات..... ۸۰

روش انجام آزمایش بدینصورت بوده است که، ابتدا ۵۰۰ گرم نمونه در مرحله رافر از جداکننده مغناطیسی عبور داده شد، سپس محصول غیر مغناطیسی دوباره از جدا کننده مغناطیسی با همان شدت میدان عبور داده شد تا ذرات مغناطیسی به دام افتاده احتمالی حذف شوند. در نهایت نمونه‌ها، وزن شده و بمنظور تعیین آهن و روی در هر قسمت، عیارسنجی گردید. جداول ۴-۱۰ و ۴-۱۱ شدت میدان به‌مراه کد هر محصول و نتایج آزمایشها را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۱۰. اطلاعات مربوط به نحوه آزمایش جداکننده مغناطیسی تر

مشخصات نمونه	کد نمونه	شدت میدان (گوس)
مغناطیسی رافر	A	۹۰۰۰
مغناطیسی کلینر	B	
غیر مغناطیسی کلینر	C	
مغناطیسی رافر	D	۱۵۰۰۰
مغناطیسی کلینر	E	
غیر مغناطیسی کلینر	F	
مغناطیسی رافر	G	۱۷۵۰۰
مغناطیسی کلینر	H	
غیر مغناطیسی کلینر	I	

جدول ۴-۱۱. عیار آهن و روی در جدایش مغناطیسی تر نمونه روی مهدی آباد

محصول	درصد وزنی	عیار فلز (%)		توزیع فلز (%)	
		آهن	روی	آهن	روی
A	۱۶/۹۵	۲۳/۱۲	۸/۵۶	۱۹/۹۵	۱۴/۹۸
B	۹۱/۷۵	۱۹/۹۶	۹/۰۸	۲۰/۰۶	۱۸/۵۱
C	۶۳/۳۰	۱۸/۶۲	۱۰/۱۸	۵۶/۷۱	۶۴/۰۸
D	۲۱/۸۰	۲۵/۸۵	۸/۰۲	۳۰/۹۳	۱۸/۱۴
E	۲۰/۱۵	۱۶/۶۸	۹/۲۵	۱۸/۴۵	۱۹/۳۴
F	۵۸/۰۵	۱۸/۵۹	۱۰/۳۸	۵۰/۶۳	۶۲/۵۲
G	۲۱/۶۹	۲۸/۸۱	۷/۹۸	۳۴/۲۹	۱۶/۹۱
H	۲۸/۶۱	۱۶/۸۵	۱۰/۱۹	۲۶/۴۶	۲۸/۴۸
I	۴۹/۷۰	۱۴/۳۹	۱۱/۵۵	۳۹/۲۵	۵۴/۶۲

همانطوریکه از نتایج جدول ۴-۱۱ مشاهده می‌شود عیار نمونه با فلز روی و آهن بترتیب ۹/۶۶ و ۲۰/۱۱ درصد با شدت میدانهای ۹۰۰۰، ۱۵۰۰۰ و ۱۷۵۰۰ گوس با دو مرحله جدایش در بالاترین شدت میدان مغناطیسی (۱۷۵۰۰ گوس) به ۱۱/۵۵ و ۱۴/۳۹ درصد رسیده است. از طرفی توزیع فلز

روی و آهن نیز بترتیب ۳۹/۲۵ و ۵۴/۶۲ درصد می‌باشد. همچنین بر خلاف افزایش عیار فلز روی و کاهش عیار فلز آهن در کنسانتره نهایی (محصول غیر مغناطیسی) با شدت میدان ۱۷۵۰۰ گوس، توزیع فلزات روی و آهن در مقایسه با شدت میدانهای پایینتر بترتیب کم شده است. با توجه به نتایج بدست آمده از سه آزمایش فوق با شدت میدانهای مختلف و همچنین تغییر دانه‌بندی خوراک، هیچ تغییر خاصی در جدایش بهینه کانیهای روی و آهن از یکدیگر اتفاق نیافتاده است. علت این امر، از یک طرف درگیری بسیار زیاد کانیهای آهن و روی و از طرف دیگر وجود کانی کالکوفانیت (کانی آهن، روی و منگنز) است که به روش فیزیکی امکان جدایش کانیهای آهن و روی از یکدیگر میسر نیست.



شکل ۴-۳. جداکننده مغناطیسی تر شدت بالا

۴-۵ روش فلوتاسیون

در روش فلوتاسیون برای پرعیارسازی کانسنگ اکسیده کم عیار روی مهدی آباد، می‌توان از دو روش مستقیم و معکوس استفاده نمود. در روش مستقیم، هدف شناورسازی کانی‌های کربناته و سیلیکاته روی همانند اسمیت زونیت و همی مورفیت و بازداشت سایر کانیها (کانیهای آهن‌دار، کربناته و ...) می‌باشد. در روش معکوس، هدف شناورسازی کانیهای آهن‌دار (گوتیت و هماتیت) و در عوض بازداشت سایر کانیها (از جمله کانیهای روی) می‌باشد. انتظار می‌رود در روش فلوتاسیون معکوس، با حذف بخش عمده کانیهای آهن‌دار، عیار روی افزایش یابد.

۴-۵-۱ روش مستقیم (آنیونی)

همانگونه که اشاره شد در روش فلوتاسیون مستقیم، هدف شناورسازی کانیهای کربناته (اسمیت

زونیت) و سیلیکاته (همی مورفیت) روی می‌باشد. اکسيدهای آهن در این شرایط شناور نشده و جدا می‌شوند. کلکتورهای معدنی در این روش اغلب انواع آمین‌ها می‌باشند. کاربرد انواع آمین‌ها باید با آزمایش و دقت همراه باشد زیرا بسیاری از آمین‌ها بر روی اکسيدهای آهن نیز کم و بیش اثر کرده و آن را شناور می‌کنند. در این موارد استفاده از انواع راسب کننده‌ها برای اکسيدهای آهن مانند نشاسته و غیره ضروری می‌باشد.



شکل ۴-۴. سلول فلوتاسیون مکانیکی

الف- آزمایش اول

آزمایش اول فلوتاسیون مستقیم کانسنگ روی با استفاده از سولفید سدیم برای سولفورده کردن کانیهای اکسيده روی (اسمیت زونیت)، کلکتور دو دسیل آمین برای فعال کردن و شناورسازی کانیهای سیلیکاته روی (همی مورفیت) و سیلیکات سدیم بمنظور متفرق کننده ذرات نرمه در pH قليایی انجام شده است. جداول ۴-۱۲ و ۴-۱۳ شرایط و نتایج انجام آزمایش را نشان می‌دهند. همانطوریکه از جدول ۴-۱۳ مشاهده می‌شود هیچگونه جدایشی از کانیهای روی با کانیهای آهن رخ نداده است.



پرعيار سازی کانسنگ اکسيده کم عيار روی بمنظور رفع مشکلات..... ۸۳

جدول ۴-۱۲. شرایط آزمایش فلوتاسیون مستقیم بر روی کانسنگ روی با استفاده از سیلیکات سدیم

معرف	غلظت معرف (g/t)	زمان آماده سازی (دقیقه)
سولفید سدیم	۲۰۰۰	۲
دو دسیل آمین	۲۰۰	۲
سیلیکات سدیم	۵۰۰	۱
pH		
		زمان کف گیری (دقیقه)
		۱۵

جدول ۴-۱۳. نتایج آزمایش فلوتاسیون مستقیم بر روی کانسنگ روی با استفاده از سیلیکات سدیم

محصول	درصد وزنی	عیار فلز %		توزیع فلز %	
		روی	آهن	روی	آهن
کنسانتره (شناور)	۱۰/۱۷	۱۰/۹۵	۲۰/۷۹	۱۱/۵۳	۱۰/۵۱
باطله (غرق)	۸۹/۸۳	۹/۵۱	۲۰/۰۳	۸۸/۴۴	۸۹/۴۷
خوراک	۱۰۰	۹/۶۶	۲۰/۱۱	۱۰۰	۱۰۰

ب- آزمایش دوم

این آزمایش بمنظور شناورسازی کانیهای سیلیکاته (کوارتز آزاد، اسمیت زونیت و همی مورفیت) و بازداشت کانیهای آهن دار (گوتیت و هماتیت) با افزودن نشاسته انجام شد. کلکتور مورد استفاده برای شناورسازی کانیهای سیلیکاته معمولاً آمین در pH بزرگتر از ۷ می باشد و در چنین شرایطی برای بازداشت کانیهای آهن دار مثل هماتیت از نشاسته استفاده می شود. جداول ۴-۱۴ و ۴-۱۵ شرایط و نتایج آزمایش انجام شده را نشان می دهند.

جدول ۴-۱۴. شرایط آزمایش فلوتاسیون مستقیم کانیهای روی با استفاده از نشاسته

معرف	غلظت معرف (g/t)	زمان آماده سازی (دقیقه)
دو دسیل آمین	۳۵	۲
نشاسته ذرت	۵۰۰	۴
pH		
		زمان کف گیری
		۲

جدول ۴-۱۵. نتایج آزمایش فلوتاسیون مستقیم بر روی کانسنگ روی با استفاده از نشاسته

محصول	درصد وزنی	عیار فلز %		توزیع فلز %	
		روی	آهن	روی	آهن
کنسانتره (شناور)	۱۲/۳۳	۱۰/۸۴	۱۹/۹۵	۱۳/۸۴	۱۲/۲۴
باطله (غرق)	۸۷/۶۷	۹/۴۹	۲۰/۱۵	۸۶/۱۲	۸۷/۸۴
خوراک	۱۰۰	۹/۶۶	۲۰/۱۱	۱۰۰	۱۰۰



همانطوریکه از نتایج جدول ۴-۱۵ نیز مشاهده می‌شود هیچگونه جدایشی برای کانیهای روی اتفاق نیافتاده است. بنظر می‌رسد دلیل آن، درگیری بالای کانیهای روی و آهن، وجود کانی مشترک کالکوفانیت و خصوصیات مشابه کانیهای روی و آهن در فلوتاسیون باشد. از طرفی خردایش بیشتر بمنظور آزاد سازی کانیهای روی از آهن، منجر به افزایش تولید نرمه و مختل شدن فلوتاسیون می‌شود.

۴-۵-۲ روش غیر مستقیم (کاتیونی)

در روش غیر مستقیم، معمولاً از کلکتورهای آنیونی برای شناور کردن گویتیت و هماتیت و جدا سازی آنها از گانگ سیلیسی و یا چرت استفاده می‌شود. کلکتورهای مصرفی در این روش به طور معمول اسیدهای چرب (اسید اولئیک یا اولئات سدیم) انتخاب می‌شود. تجربه نشان می‌دهد که در مورد هماتیت‌ها، سولفونات‌های نفتی کلکتور مناسبی هستند، در حالی که این کلکتورها برای شناور کردن اکسيدهای آهن آب دار مانند لیمونیت تاثیر چندانی ندارد.

این آزمایش بمنظور شناورسازی کانیهای آهن‌دار به‌مراه بازداشت کانیهای سیلیکاته روی انجام شده است. دانه‌بندی خوراک مورد استفاده برابر ۱۰۶- میکرون بوده است. اسید اولئیک منجر به فلوتاسیون کانیهای آهن‌دار مثل هماتیت در pH قلیایی (۸-۶) می‌شود. سیلیکات سدیم بعنوان متفرق کننده نرمه در این آزمایش استفاده گردید. جداول ۴-۱۶ و ۴-۱۷ شرایط و نتایج آزمایش فلوتاسیون معکوس بر روی نمونه کانسنگ روی مهدی آباد را نشان می‌دهند.

جدول ۴-۱۶. شرایط آزمایش فلوتاسیون معکوس بر روی نمونه کانسنگ مهدی آباد

معرف	غلظت معرف (g/t)	زمان آماده سازی (دقیقه)
سیلیکات سدیم	۵۰۰	۱
اسید اولئیک	۱۰۰	۲
کف ساز MIBC	۴۵	۱
pH	۹/۵	-
زمان کف گیری		۸

جدول ۴-۱۷. نتایج آزمایش فلوتاسیون معکوس بر روی کانسنگ روی مهدی آباد

محصول	درصد وزنی	عيار فلز %		توزیع فلز %	
		روی	آهن	روی	آهن
کنسانتره (شناور)	۷۹/۳۳	۹/۵۹	۲۰/۳۶	۷۸/۷۶	۸۰/۳۲
باطله (غرق)	۲۰/۶۷	۹/۹۴	۱۹/۱۵	۲۱/۲۷	۱۹/۶۸
خوراک	۱۰۰	۹/۶۶	۲۰/۱۱	۱۰۰	۱۰۰

با انجام آزمایش فلوتاسیون معکوس مشاهده می‌شود که مقدار ماده شناور شده بیشتر از حالت



فلوتاسیون مستقیم می‌باشد (افزایش بازیابی وزنی). ولی هیچ تغییری در عیار روی و آهن کنسانتره مشاهده نمی‌شود، به گونه‌ای که نمونه اولیه تقسیم شده است. لذا نتیجه گرفته می‌شود که فلوتاسیون معکوس نیز تاثیری در جدایش کانیهای روی و آهن از یکدیگر ندارد.

Archive of SID

فصل پنجم

لیچینگ روی و طراحی آزمایش

۱-۵ مقدمه

در فصل دوم در مورد شناسایی فازها و کانیهای تشکیل دهنده کانسنگ اکسيده کم عيار روی بحث شد. از آنجاییکه درجه آزادی کانیهای روی (همی مورفیت، ویلمایت و احتمالاً کالکوفانیت) پایین می باشد (۱۰۰- میکرون) لذا با انجام آزمایشهای پرعيار سازی ثقیلی (میز لرزان و مولتی گراویتی)، پرعيارسازی مغناطیسی و فلوتاسیون نتایج مطلوبی بدست نیامد. در ادامه با تکلیس نمونه در شرایط مختلف (دانه بندی و دما) حالت بهینه برای انجام آزمونهای لیچینگ و فیلتر پذیری پالپ لیچ بررسی شد تا با آزمایشهای لیچینگ کانیهای روی بصورت کنترل شده و در ادامه تخلیص و تغلیظ محلول سولفات روی با روش استخراج با حلال، محلول مناسب برای واحد الکترووینینگ با دارا بودن شرایط استاندارد بدست آید.

۲-۵ کلسیناسیون کانسنگ روی

عملیات تکلیس کانسنگ روی با استفاده از کوره الکتریکی مدل F.47 شیمی فن که تا دمای ۱۲۰۰ درجه سانتیگراد قابلیت تکلیس نمونه را دارد انجام شد. شکل ۱-۵ کوره الکتریکی مورد استفاده را نشان می دهد.



شکل ۱-۵. کوره الکتریکی برای تکلیس نمونه

برای تکلیس از ۴ دانه بندی (۱۰-، ۴-، ۱- و ۰/۳۵- میلیمتر) در دو دمای ۵۰۰ و ۸۰۰ درجه سانتیگراد استفاده شده است. زمان تکلیس نمونه در همه آزمونها ثابت و به مقدار ۱ ساعت در دمای ثابت بوده است. همانطوریکه از نتایج جدول ۱-۵ مشاهده می شود با افزایش دما از ۵۰۰ به ۸۰۰ درجه سانتیگراد، افت وزنی نمونه هم زیاد می شود.



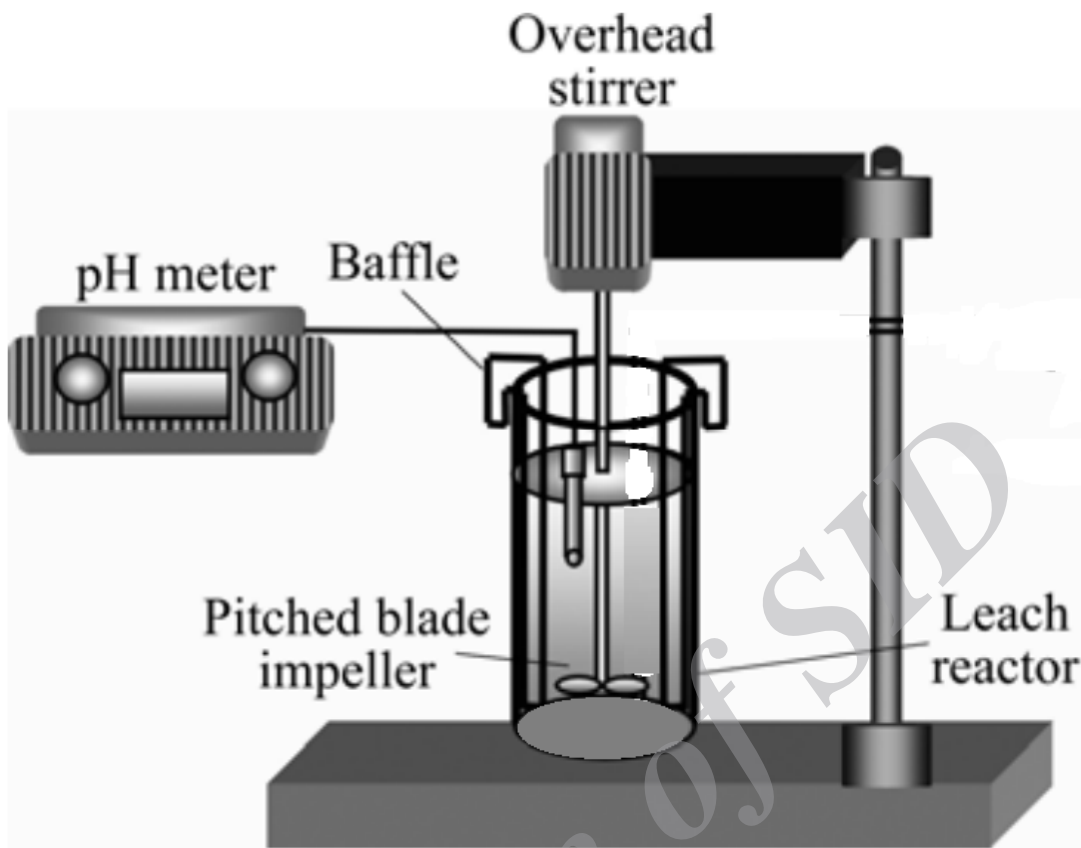
جدول ۵-۱. تکلیس نمونه روی با دانه بندی و دمای مختلف

ردیف	دانه بندی (mm)	دمای تکلیس (°C)	افت وزنی %
۱	-۱۰	۵۰۰	۴/۶۹
۲	-۱۰	۸۰۰	۱۰/۳۶
۳	-۴	۵۰۰	۵/۲۵
۴	-۴	۸۰۰	۱۲/۳۱
۵	-۱	۵۰۰	۵/۰۵
۶	-۱	۸۰۰	۱۱/۵۸
۷	-۰/۳۵	۵۰۰	۵/۵۱
۸	-۰/۳۵	۸۰۰	۱۴/۷۳
۹	-۰/۳۵	۰	۰

۵-۳ روال انجام آزمایش لیچینگ روی

آزمایش انحلال کانسنگ سیلیکاته روی با اسید سولفوریک در شرایط عملیاتی زیر انجام گردید:

- ظرف لیچینگ: بشر ۱۰۰ میلی لیتری
- آب مقطر: ۴۰ ml
- همزن: مکانیکی با دور همزن ۵۰۰ rpm
- عامل لیچینگ: اسید سولفوریک
- زمان لیچینگ: ۲ ساعت
- pH: کمتر از ۲
- تنظیم کننده‌های pH: آهک و اسید سولفوریک (۰/۵)



شکل ۵-۲. شمایی ساده از آزمایش‌های لیچینگ کانه

در این آزمایش که فلوشیت آن در شکل ۵-۲ آورده شده است، ابتدا ۴۰ ml آب مقطر به ظرف لیچینگ اضافه شد، سپس ۱۰ گرم از کانه‌ی با d_{80} مطلوب به آب مقطر افزوده شد، همزن با سرعت چرخش ۵۰۰ rpm روشن شد، pH محلول با استفاده از اسیدسولفوریک اضافه شده به ۱/۵ رسانیده شد ضمن اینکه دمای آزمایش روی ۶۰ °C تنظیم گردید. در هر نیم ساعت pH محلول اندازه‌گیری شد و پس از ۲ ساعت لیچینگ، پالپ لیچ فیلتر گردید و سپس نمونه محلول بمنظور تعیین غلظت عناصر روی، آهن و منگنز آنالیز گردید.

مقادیر بازیابی روی، آهن و منگنز در هر مرحله از طریق محاسبه میزان روی حل شده در محلول باردار قابل محاسبه است که از روابط زیر حاصل می‌شود:

$$R = \frac{C_g}{C_f} = \frac{V \times c}{F \times c_f}$$

که در آن: C_f : مقدار فلز موجود در خوراک V : حجم محلول

C_s : مقدار فلز موجود در محلول F : وزن خوراک
 C_f : عیار فلز در خوراک c : غلظت فلز در یک لیتر محلول

۴-۵ ابزار مورد استفاده برای فیلتراسیون پالپ لیچ

در این تحقیق از پمپ خلا مدل برای فیلتراسیون پالپ لیچ استفاده شده است. این پمپ بصورت مکشی (خلا) کار می کند. مشخصات مهم فیلتراسیون پمپ خلا مطابق جدول ۲-۵ می باشد.

جدول ۲-۵. مشخصات پمپ خلا

پارامتر	واحد	مقدار
حداکثر قدرت مکش	لیتر بر دقیقه	۵۶/۶۴
سطح فیلتراسیون	سانتی متر مربع	۷۸/۵
قدرت	اسب بخار	۱/۴
حجم مخزن فیلتریت	لیتر	۱

شکل ۳-۵ پمپ خلا مورد استفاده برای فیلتراسیون پالپ لیچ را در مقیاس آزمایشگاهی نشان می - دهد.



شکل ۳-۵. پمپ خلا آزمایشگاهی

۵-۵ آزمونهای لیچینگ روی نمونه‌های مکلس

بمنظور بررسی قابلیت لیچینگ و فیلترپذیری نمونه تکلیس شده روی، مطابق جدول ۵-۳ که با انجام چند آزمایش کنترلی اولیه بدست آمد، آزمونهای لیچینگ بر روی نمونه تکلیس نشده و تکلیس شده در شرایط ثابت درصد جامد، غلظت وزنی اسید و دمای لیچینگ انجام شد. پارامترهای متغیر در این آزمونها، دانه‌بندی خاک مکلس و دمای تکلیس بوده‌اند.

جدول ۵-۳. شرایط ثابت آزمونهای لیچینگ روی نمونه‌های مختلف

پارامتر	واحد	مقدار
درصد جامد	%	۳۵
غلظت وزنی اسید	%	۱۸
دما	°C	۶۰
زمان	ساعت	۲
pH	کمتر از	۲

جدول ۵-۴ نرخ فیلتراسیون پالپ لیچ و شستشوی پسماند را در حالت‌های مختلف تکلیس نمونه نشان می‌دهد. همانطوریکه از این جدول مشاهده می‌گردد نرخ فیلتراسیون پالپ لیچ در دانه‌بندی ۱۰ mm- و دمای تکلیس ۵۰۰ درجه سانتیگراد بیشتر از بقیه حالات می‌باشد (۱۳/۸۶ میلی لیتر بر دقیقه). در همین حالت نرخ فیلتراسیون پسماند برابر ۷۹ میلی لیتر بر دقیقه می‌باشد. با توجه به نتایج این جدول، روند منظمی در کاهش نرخ فیلتراسیون پالپ اول و شستشوی پسماند با کاهش دانه‌بندی مشاهده نمی‌شود.

جدول ۵-۴. نرخ فیلتراسیون پالپ لیچ و شستشوی پسماند در حالت تکلیس در دانه‌بندی و دمای مختلف

دانه بندی (mm)	دمای تکلیس (°C)	نرخ فیلتراسیون لیچ (ml/min)	نرخ فیلتراسیون شستشو (ml/min)
-۱۰	۵۰۰	۱۳/۸۶	۷۹
-۱۰	۸۰۰	۶/۰۹	۷۶
-۴	۵۰۰	۴/۹۵	۶۳
-۴	۸۰۰	۸/۹۳	۷۴
-۱	۵۰۰	۹/۶	۷۸
-۱	۸۰۰	۷/۷۴	۶۵
-۳۵۰	۰	۵/۳۳	۳۲

جدول ۵-۵ روند نرخ فیلتراسیون پالپ لیچ را به همراه غلظت و بازیابی روی در حالت‌های مختلف



تکلیس نمونه نشان می دهد. همانطوریکه مشاهده می شود بالاترین بازیابی روی در دانه بندی ۱۰mm - و دمای تکلیس °C ۵۰۰ به اندازه ۸۳/۶۲ درصد بدست می آید. در جدول ۵-۶ روند نرخ فیلتراسیون پسماند بهمراه غلظت و بازیابی روی نشان داده می شود. همانطوریکه مشاهده می شود بیشترین بازیابی روی در مورد نمونه مکلس با دانه بندی های ۱۰- و ۴- میلی متر و دمای ۸۰۰ درجه سلسیوس و به اندازه ۱۱/۲۴ درصد می باشد. جدول ۵-۷ مجموع بازیابی دو حالت لیچینگ اولیه و شستشوی پسماند آورده شده است. مشاهده می گردد که حالت تکلیس (۱۰mm - و °C ۵۰۰) بالاترین بازیابی روی و به اندازه ۸۸/۹۲ درصد می باشد.

جدول ۵-۵. بازیابی روی از محلول پالپ لیچ در حالت های مختلف تکلیس

دانه بندی (mm)	دمای تکلیس (°C)	نرخ فیلتراسیون لیچ (ml/min)	غلظت روی (ppm)	بازیابی روی (%)
-۱۰	۵۰۰	۱۳/۸۶	۸۲۰۰	۸۳/۶۲
-۱۰	۸۰۰	۶/۰۹	۶۷۷۰	۶۹/۰۷
-۴	۵۰۰	۴/۹۵	۴۷۰۰	۴۸/۰۱
-۴	۸۰۰	۸/۹۳	۶۵۰۰	۶۶/۳۹
-۱	۵۰۰	۹/۶	۶۳۰۰	۶۴/۳۴
-۱	۸۰۰	۷/۷۴	۶۲۰۰	۶۳/۳۲
-۳۵۰	۰	۵/۳۳	۷۵۰۰	۷۶/۵۸

جدول ۵-۶. بازیابی روی از محلول شستشوی پسماند در حالت های مختلف تکلیس

دانه بندی (mm)	دمای تکلیس (°C)	نرخ فیلتراسیون شستشو (ml/min)	غلظت روی (ppm)	بازیابی روی (%)
-۱۰	۵۰۰	۷۶	۶۳۰	۵/۳۰
-۱۰	۸۰۰	۷۹	۱۱۰۰	۱۱/۲۲
-۴	۵۰۰	۶۳	۵۰۰	۹/۱۸
-۴	۸۰۰	۷۴	۱۱۰۰	۱۱/۲۴
-۱	۵۰۰	۶۵	۵۰۰	۷/۷۹
-۱	۸۰۰	۷۸	۵۰۰	۶/۶۶
-۳۵۰	۰	۳۲	۰	۰

جدول ۵-۷. بازیابی کل روی در مراحل لیچینگ پالپ و شستشوی پسماند

دانه بندی (mm)	دمای تکلیس (°C)	بازیابی کل روی (%)
-۱۰	۵۰۰	۸۸/۹۲
-۱۰	۸۰۰	۸۰/۲۹
-۴	۵۰۰	۵۷/۱۹
-۴	۸۰۰	۷۷/۶۳
-۱	۵۰۰	۷۲/۱۳
-۱	۸۰۰	۶۹/۹۸
-۳۵۰	۰	۷۶/۵۸
-۳۵۰	۵۰۰	۰
-۳۵۰	۸۰۰	۰

بنابراین مطابق نتایج بدست آمده از آزمایشهای فوق، آزمایش لیچینگ بر روی نمونه با دانه‌بندی ۱۰- میلیمتر و دمای تکلیس ۵۰۰ درجه سانتیگراد به مدت ۶۰ دقیقه، به عنوان حالت بهینه کلسیناسیون انتخاب می‌شود و آزمونهای بهینه‌سازی فرآیند لیچینگ تحت شرایط تکلیس مذکور و جدول ۵-۸ که شرایط بهینه لیچینگ روی در مرحله تکلیس (آزمونهای تکمیلی اولیه) بوده است انجام می‌شود.

جدول ۵-۸. شرایط بهینه لیچینگ روی در مرحله تکلیس (آزمونهای تکمیلی اولیه)

پارامتر	واحد	مقدار
درصد جامد	%	۳۵
غلظت وزنی اسید	%	۱۸
دما	°C	۶۰
زمان لیچ	ساعت	۲
دور همزن	rpm	۵۰۰
pH پالپ	-	کمتر از ۲

۵-۶ طراحی و شرح آزمایشها

یک آزمایش خوب طراحی شده از اهمیت زیادی برخوردار است چرا که نتایج و نتیجه‌گیری‌های حاصل از آن به‌میزان قابل‌ملاحظه‌ای بستگی به نحوه‌ی جمع‌آوری داده‌ها دارد. وجود اثرات متقابل بین عامل‌های مورد مطالعه در یک آزمایش بسیار متداول است. در صورت وجود اثر متقابل بین عامل-ها، استراتژی یک عامل در هر زمان معمولاً منجر به نتایج ضعیفی خواهد شد و در این زمان است که استفاده از روش‌های طراحی آزمایش مطرح می‌شود.



۷-۵ بهینه‌سازی یک فرآیند

در یک آزمایش ویژگی‌شناختی معمولاً متغیرهای تأثیرگذار بر پاسخ فرآیند شناسایی می‌شود. پس از انجام این آزمایش، مرحله‌ی معقول بعدی بهینه‌سازی فرآیند خواهد بود و یا عبارت دیگر، شناسایی ناحیه‌ای که متغیرهای مهم در آن واقع شده‌اند و باعث می‌شود تا پاسخ بهینه بدست آید. به‌عنوان مثال، اگر متغیر پاسخ بازیابی در نظر گرفته شود آن‌گاه باید به‌دنبال ناحیه‌ای بود که بیشترین بازیابی را شامل می‌شود.

بنابراین، برای هر مسأله‌ی آزمایش دو جنبه وجود دارد:

۱- طراحی آزمایش و ۲- تجزیه و تحلیل داده‌ها. رابطه‌ی تنگاتنگی بین این دو موضوع وجود دارد چرا که روش تجزیه و تحلیل بطور مستقیم بستگی به طرح انتخاب شده دارد.

۷-۵-۱ خطوط راهنما برای طراحی آزمایش‌ها

به‌منظور استفاده از روش‌های آماری جهت طراحی و تحلیل یک آزمایش لازم است که آزمایش‌گر قبل از انجام آزمایش، درک واضحی از هدف آزمایش، نحوه‌ی جمع‌آوری داده‌ها و همچنین یک شناخت اولیه از چگونگی انجام تجزیه و تحلیل داده‌ها داشته باشد.

۷-۵-۱-۱ درک و بیان مسأله

تهیه و ارائه کلیه‌ی نظرات در مورد اهداف یک آزمایش، امری ضروری محسوب می‌شود. حال سوالی که پیش می‌آید آیا فرآیند یا سیستم مورد مطالعه جدید است که در این مطالعه پاسخ منفی می‌باشد، پس هدف اولیه بهینه‌سازی فرآیند است و اغلب مهندسان این نظر را دارند که مسأله باید فرموله شود و آزمایش جامع نمی‌تواند سوالات اساسی را پاسخ دهد و روش بهتر انجام مجموعه‌ای از آزمایش‌های کوچکتر است.

۷-۵-۱-۲ انتخاب متغیر پاسخ

در زمان انتخاب متغیر پاسخ، آزمایشگر باید اطمینان حاصل کند که متغیر انتخاب شده اطلاعات مفیدی را در فرآیند مورد مطالعه فراهم می‌سازد. در این مورد متغیر پاسخ بازیابی روی در محلول می‌باشد که در مورد پاسخ نکته‌ی مهم این است که ابزار اندازه‌گیری (خطای اندازه‌گیری) عامل بسیار مهمی است. در صورتی که ابزار اندازه‌گیری از قابلیت کافی برخوردار نباشد آن‌گاه فقط از طریق آزمایش می‌توان به وجود اثرات نسبتاً بزرگ پی برد و یا احیاناً نیاز خواهد بود تا آزمایش چندین بار تکرار شود.



۵-۷-۱-۳ انتخاب عامل‌ها، سطوح و دامنه‌ها

اگر عامل‌های مورد مطالعه احیاناً عملکرد سیستم یا فرآیند را تحت تأثیر قرار دهند آن‌گاه آزمایش‌گر معمولاً به این نتیجه خواهد رسید که این عامل‌ها را باید در قالب عامل‌های بالقوه‌ی طراحی و یا عامل‌های اغتشاش گروه‌بندی کند. عامل‌ها بالقوه طراحی زیادی وجود دارد، که شاید گروه‌بندی آن‌ها به نحو دیگری نیز مفید باشد. برخی از گروه‌بندی‌های مفید عبارتند از: عامل‌های طراحی (درصد جامد پالپ، غلظت وزنی اسید سولفوریک (pH) و دما) ، عامل‌های ثابت (d_{80} نمونه، زمان لیچینگ و دور همزن) و عامل‌های قابل تغییر. غالباً فرض می‌شود که اثرات ناشی از عامل‌های ثابت و قابل تغییر نسبتاً کوچک و ناچیز است.

بعد از انتخاب عامل‌های طراحی، نیاز است تا دامنه‌ی تغییرات همراه با سطوح معینی از این عامل‌ها جهت انجام آزمایش‌های موردنظر تعیین شود. همچنین نیاز است در مورد نحوه‌ی کنترل این عامل‌ها در سطوح موردنظر و شیوه‌ی اندازه‌گیری آن‌ها قدری تأمل شود. باید ناحیه‌ای که هر متغیر در آن قرار می‌گیرد و یا به عبارت دیگر دامنه‌ی تغییرات برای هر عامل و تعداد سطوح آن‌ها مشخص شود. به منظور انجام این کار نیاز است از دانش موجود در زمینه‌ی فرآیند استفاده شود. این دانش معمولاً ترکیبی از تجربه‌ی عملی و درک تئوری فرآیند است.

۵-۷-۱-۴ تعیین سطوح عوامل

در این مرحله بعضی از عواملی که در این کار مورد توجه قرار دارند بررسی شده است.

• انتخاب سطوح متغیر درصد جامد پالپ:

درصد جامد پالپ برابر ۲۰، ۳۰ و ۴۰ درصد انتخاب می‌گردد (30 ± 10).

• انتخاب سطوح غلظت وزنی اسید سولفوریک:

غلظت وزنی اسید سولفوریک برابر ۱۲، ۱۸ و ۲۴ درصد انتخاب می‌گردد (18 ± 6).

• انتخاب سطوح دمای لیچینگ:

دمای آزمایشها نیز برابر ۴۵، ۶۰ و ۷۵ درجه سانتیگراد انتخاب می‌شود (60 ± 15).

۵-۸ انتخاب طرح آزمایش

در این مرحله نوبت به انتخاب طرح آزمایش است. انتخاب طرح آزمایش شامل تعیین اندازه‌ی نمونه (تعداد تکرار)، ترتیب انجام آزمایش‌ها و تعیین محدودیت‌های بلوک‌بندی یا تصادفی‌سازی است. نرم-افزارهای متعددی نیز وجود دارد که می‌توان از آن‌ها جهت انجام این مرحله از طراحی آزمایش‌ها استفاده نمود. با ورود اطلاعاتی نظیر تعداد عامل‌ها، سطوح و دامنه‌ی آن‌ها در برنامه، مجموعه‌ای از طرح‌ها جهت انتخاب در اختیار آزمایش‌گر قرار می‌گیرد. این نرم‌افزارها معمولاً کاربرگی نیز جهت



انجام آزمایش‌ها (بطوری که ترتیب انجام آزمایش‌ها تصادفی باشد) ارائه می‌کنند. در این تحقیق از نرم‌افزار DX7 و طرح CCD یکی از مهم‌ترین روش‌های سطح پاسخ استفاده شده است. در این مطالعه نحوه‌ی رابطه‌ی سطوح سه عامل که قبلاً ذکر شد بر متغیر پاسخ، بررسی شده است و نتیجتاً عامل‌هایی که چنین تغییری را ایجاد می‌کنند شناسایی و اندازه‌ی تغییر ایجادشده، برآورد شد.

۵-۹ انجام آزمایش

در زمان انجام آزمایش نظارت دقیقی بر مراحل انجام آزمایش به عمل آمد تا اطمینان حاصل شود که تمام مراحل آزمایش طبق برنامه پیش می‌رود. چرا که ایجاد خطا در این مرحله باعث بی اعتبار شدن نتایج آزمایش خواهد شد. در هر آزمایش روال به این صورت بود که بعد از برقراری کلیه‌ی شرایط اولیه‌ی لازم پس از طی شدن زمان لیچینگ، پالپ فیلتر شده و یک محلول حاصل شد. جامد باقی‌مانده در دمای ۱۰۵ درجه خشک شد و پس از اندازه‌گیری وزن پسماند، برای آنالیز روی به همراه محلول لیچینگ به آزمایشگاه آنالیز ارسال گردید.

۵-۱۰ شرایط ثابت در همه‌ی آزمایش‌ها

در همه‌ی آزمایش‌های طرح CCD، یک سری از عوامل ثابت در نظر گرفته شدند، که این عوامل به صورت زیر می‌باشند.

- ظرف لیچینگ: بشر ۱۰۰ میلی لیتری
 - آب مقطر: ۴۰ ml
 - دانه‌بندی کانه‌ی خرد شده (نمونه مکلس با دانه‌بندی ۱۰mm-): ۳۰۰ میکرون (d_{80})
 - همزن: مکانیکی با دور همزن ۵۰۰rpm
 - زمان لیچینگ: ۲ ساعت
 - عامل لیچینگ: اسید سولفوریک
 - تنظیم کننده‌های pH: آهک و اسید سولفوریک
- (/۰.۵)

۵-۱۱ تجزیه و تحلیل آماری داده‌ها

ارائه نتایج حاصل از اغلب آزمایش‌ها بصورت یک مدل تجربی^۲ و یا به عبارت دیگر مدلی که رابطه‌ی بین متغیر پاسخ و عامل‌های مهم طراحی را بر اساس داده‌های حاصل بیان کند، می‌تواند مفید واقع

^۲Empirical model



شود. تجزیه و تحلیل باقی مانده‌ها و ارزیابی کفایت مدل نیز از جمله فنون تجزیه و تحلیلی مهم محسوب می‌شود.

باید توجه داشت که روش‌های آماری نمی‌توانند وجود اثر خاصی را برای یک عامل (یا عامل‌ها) اثبات کنند. آن‌ها فقط خطوط راهنمایی را جهت ارزیابی اعتبار نتایج ارائه می‌کنند. استفاده‌ی صحیح از روش‌های آماری نه تنها اجازه نمی‌دهد که هر چیزی از طریق آزمایش مورد تأیید قرار گیرد، بلکه باعث می‌گردد تا بتوان خطای احتمالی در نتایج را اندازه‌گیری یا سطح اطمینانی را برای نتایج تعیین کرد. یکی از برتری‌های اولیه‌ی روش‌های آماری، ایجاد هدفمندی در فرآیند تصمیم‌گیری است. پس از انجام آزمایش‌های پیشنهادی و وارد کردن پاسخ‌های بدست آمده در کاربرگ ارائه شده‌ی نرم افزار (جدول ۵-۹) در ادامه به بررسی آماری پرداخته شد.

۵-۱۱-۱ تحلیل نتایج با استفاده از نرم افزار DX7

۵-۱۱-۱-۱ پاسخ بازیابی

با بکارگیری روش طراحی آزمایش‌ها می‌توان عامل‌های ورودی قابل کنترل را به‌طور سیستماتیک تغییر داده و اثرات آن‌ها را بر روی پارامترهای خروجی یا محصول سیستم ارزیابی نمود. به این وسیله می‌توان متغیرهای مؤثر بر مشخصه کیفی هدف فرآیند را شناسایی نمود. در جدول ۵-۱۰ و جدول ۵-۱۱ بترتیب مدل پیشنهادی توسط نرم‌افزار و نقصان در برازش آن آمده است. همانطور که مشاهده می‌شود، مدل درجه یک (خطی) با مقادیر F و حداقل احتمال قابل قبول (p) پیشنهاد شده است. همچنین آزمون نقصان در برازش نیز مدل درجه یک (خطی) با مقادیر F و حداقل احتمال قابل قبول (p) را پیشنهاد کرده است.



جدول ۵-۹. کاربرد آزمایش‌های طراحی شده با استفاده از نرم افزار DX7

Std	Run	Block	Factor 1 A:percent solid %	Factor 2 B:Acid Cons. %	Factor 3 C:Temperature oC	Response 1 R(Zn) %
7	1	Block 1	30.00	24.00	75.00	82.92
9	2	Block 1	28.23	18.00	60.00	77.65
6	3	Block 1	40.00	12.00	75.00	52
8	4	Block 1	40.00	24.00	75.00	76.26
16	5	Block 1	35.00	18.00	60.00	80.69
12	6	Block 1	35.00	26.12	60.00	76.15
3	7	Block 1	30.00	24.00	45.00	79.14
14	8	Block 1	35.00	18.00	80.30	78.12
1	9	Block 1	30.00	12.00	45.00	83.18
2	10	Block 1	40.00	12.00	45.00	55.79
5	11	Block 1	30.00	12.00	75.00	82.49
11	12	Block 1	35.00	9.88	60.00	71.39
17	13	Block 1	35.00	18.00	60.00	78.88
4	14	Block 1	40.00	24.00	45.00	71.64
13	15	Block 1	35.00	18.00	39.70	83.52
15	16	Block 1	35.00	18.00	60.00	83.69
10	17	Block 1	41.77	18.00	60.00	76.12

جدول ۵-۱۰. مدل پیشنهادی نرم افزار DX7 برای بازیابی

Sequential Model Sum of Squares [Type I]						
Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F Value	p-value Prob > F	
Mean vs Total	97832.09	1	97832.09			
Linear vs Mean	630.06	3	210.02	3.91	0.0344	Suggested
2FI vs Linear	260.31	3	86.77	1.98	0.1813	
Quadratic vs 2FI	206.60	3	68.87	2.08	0.1918	
Cubic vs Quadra	216.13	4	54.03	10.14	0.0433	Aliased
Residual	15.99	3	5.33			
Total	99161.18	17	5833.01			



جدول ۵-۱۱. نقصان در برازش مدل پیشنهادی نرم افزار DX7 برای بازیابی

Lack of Fit Tests						
Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F Value	p-value Prob > F	
Linear	687.23	11	62.48	10.59	0.0894	Suggested
2FI	426.92	8	53.37	9.04	0.1034	
Quadratic	220.32	5	44.06	7.47	0.1223	
Cubic	4.19	1	4.19	0.71	0.4882	Aliased
Pure Error	11.80	2	5.90			

۵-۱۱-۲ آنالیز واریانس مدل پیشنهادی

جدول ۵-۱۲ (آنالیز واریانس^۲) مبتنی بر آزمون فیشر میزان معنی‌دار بودن مدل و فاکتورها را در بازیابی روی نشان می‌دهد. برای معنی‌دار بودن فاکتورها از معیار F و ارزش p استفاده شده است. توجه شود که در این آزمون $\alpha = 5\%$ متناظر با سطح اعتماد ۹۵٪ در نظر گرفته شده است.

جدول ۵-۱۲. اطلاعات ANOVA مدل

ANOVA for Response Surface Reduced 2FI Model						
Analysis of variance table [Partial sum of squares - Type III]						
Source	Sum of Squares	df	Mean Square	F Value	p-value Prob > F	
Model	868.01	3	289.34	8.16	0.0026	significant
A-percent solid	470.96	1	470.96	13.28	0.0030	
B-Acid Cons.	158.11	1	158.11	4.46	0.0547	
AB	238.93	1	238.93	6.74	0.0222	
Residual	461.08	13	35.47			
Lack of Fit	449.28	11	40.84	6.92	0.1329	not significant
Pure Error	11.80	2	5.90			
Cor Total	1329.09	16				

مقدار F و P مدل بترتیب برابر ۸/۱۶ و ۰/۰۰۲۶ می‌باشد که بیانگر معنی‌داری مدل است، بیشترین F در جدول مربوط به اثر درصد جامد (A) است که بیانگر تأثیر زیاد این فاکتور در مدل می‌باشد. اما تأثیر دما (C) ناچیز است. در جدول ۵-۱۳ داده‌های آماری مدل ارزیابی شده‌اند.

^۲ ANOVA



جدول ۵-۱۳. معیارهای آماری مدل

Std. Dev.	5.96	R-Squared	0.6531
Mean	75.86	Adj R-Squared	0.5730
C.V. %	7.85	Pred R-Squared	0.4030
PRESS	793.50	Adeq Precision	8.343

در جدول ۵-۱۳، R-squared بیانگر ضریب تعیین داده‌ها، Adj R-squared، ضریب تعیین تعدیل‌شده-ی مقادیر مدل نسبت به مقادیر حقیقی است. مطابق با جدول ۵-۱۳ ضریب تعیین مدل برازش شده به نقاط (Pred R-squared) برابر ۰/۴۰۳۰ و تقریباً نزدیک به Adj R-squared یعنی ۰/۵۷۳۰ می‌باشد که این حالت مطلوب می‌باشد. مدلی مناسب است که مقدار اختلاف میان Pred R-squared و Adj R-squared کمتر از ۰/۲ باشد، که در این مورد مقدار آن ۰/۱۷ است. همچنین مقدار دقت کافی یا Adeq-Precision بیانگر نسبت سیگنال به اغتشاش است که محدوده‌ی مقادیر پیش‌بینی شده در نقاط اندازه‌گیری شده به خطای متوسط پیش‌بینی را مقایسه می‌کند و مقدار آن اگر از ۴ بزرگ‌تر باشد مطلوب است. در اینجا مقدار دقت کافی برابر ۸/۳۴۳ است که بسیار مناسب است و موید برازش مناسب داده‌ها توسط مدل است.

$$R^2 = 1 - \frac{SS_{residual}}{(SS_{model} + SS_{residual})}$$

C.V مقدار ضریب تغییرات است که از تقسیم انحراف معیار به میانگین حاصل می‌شود که هر چه مقدار آن کمتر باشد بهتر است. PRESS عبارت است از مجموع مربعات خطای باقی‌مانده‌های پیش-بینی‌شده که هرچه مقدار آن کمتر باشد بهتر است. مقدار PRESS را از راه رسم خط نمودار باقیمانده‌ها (از کوچک به بزرگ مرتب شده) نسبت به مقدار حقیقی (Actual) نیز می‌توان بدست آورد.

$$Pred R^2 = 1 - \frac{PRESS}{SS_{total}}$$

در نهایت، مدل ارائه شده توسط نرم‌افزار برای میزان بازیابی بر حسب فاکتورهای کد شده و حقیقی در جداول ۵-۱۴ و ۵-۱۵ ارائه شده است.

جدول ۵-۱۵. معادله مدل حقیقی

Final Equation in Terms of Actual Factors:	
R(Zn) =	
+224.06347	
-4.54998 * percent solid	
-5.76214 * Acid Cons.	
+0.18217 * percent solid * Acid Cons.	

جدول ۵-۱۴. معادله مدل کد شده

Final Equation in Terms of Coded Factors:	
R(Zn) =	
+75.86	
-6.35 * A	
+3.68 * B	
+5.47 * A * B	



پس از مطالعه‌ی اولیه‌ی مدل در قسمت تحلیل واریانس و معیارهای آماری مدل با استفاده از بررسی باقی‌مانده‌ها به تحلیل نهایی مدل پرداخته شد.

➤ توزیع باقی‌مانده‌ها باید نرمال باشد با توجه به شکل ۴-۵ این قضیه مشاهده می‌شود.

توزیع نرمال باقی‌مانده‌ها عدم تبعیت آن از روند خاص را نشان می‌دهد.

➤ توزیع مقادیر پیش‌بینی شده با باقی‌مانده‌های استیودنت شده درونی نباید از روند خاصی

تبعیت کند و ۶۸٪ داده‌ها بین ۱ و -۱، ۹۵٪ بین ۲ و -۲ و ۱۰۰٪ بین ۳ و -۳ باشند

که این مورد نیز در شکل ۵-۵ تأیید شده است.

➤ با استفاده از توزیع مقادیر پیش‌بینی شده با باقی‌مانده‌های استیودنت‌شده‌ی بیرونی

مقادیر خارج از ردیف^۴ شناسایی می‌شوند. شکل ۵-۶ نشان می‌دهد که هیچ نقطه‌ای

خارج از محدوده خطوط قرمز نیست در نتیجه نقطه خارج از ردیف وجود ندارد.

➤ در نمودار داده‌های واقعی در مقابل پیش‌بینی‌شده شکل ۴-۵، هر چه نقاط به خط ۴۵

درجه نزدیک‌تر باشد، نشان‌دهنده‌ی کارایی بیشتر مدل انتخابی است.

➤ با توجه به نمودار کاکس-باکس^۵، درجه‌ی مدل (Lambda) کنترل می‌شود. که با توجه

به شکل ۵-۷، چون در یک محدوده‌ی مشخص شده قرار گرفته درجه‌ی یک (خطی)

برای مدل تأیید می‌شود.

➤ نمودار DFFIT در مقابل اجراها معیاری برای سنجش ناکارآمدی رگرسیون می‌باشد و

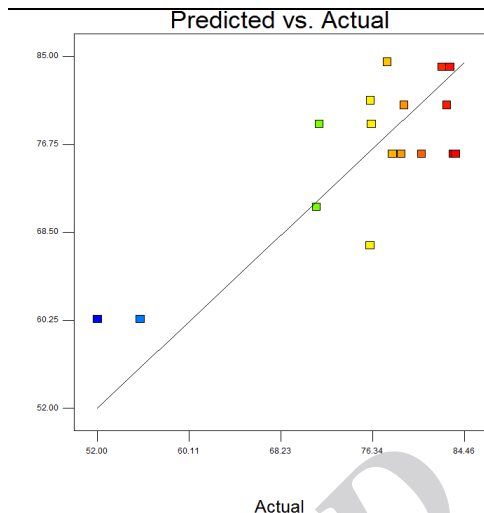
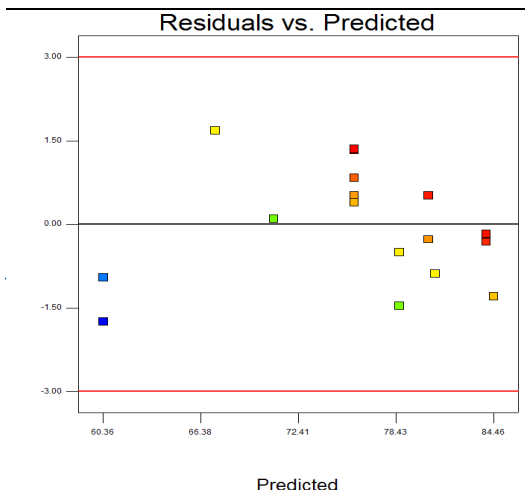
قاعدتاً همانند توزیع باقی‌مانده‌ها نباید روند خاصی را طی کند و البته در بازه واریانس

تعریف شده قرار داشته باشد. شکل ۵-۸ نشان‌دهنده نمودار DFFIT در مقابل اجراها

می‌باشد.

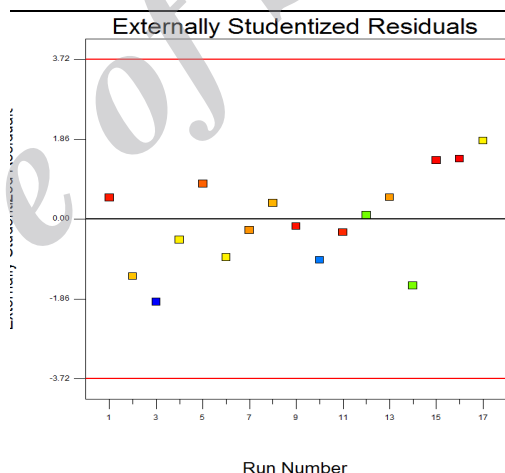
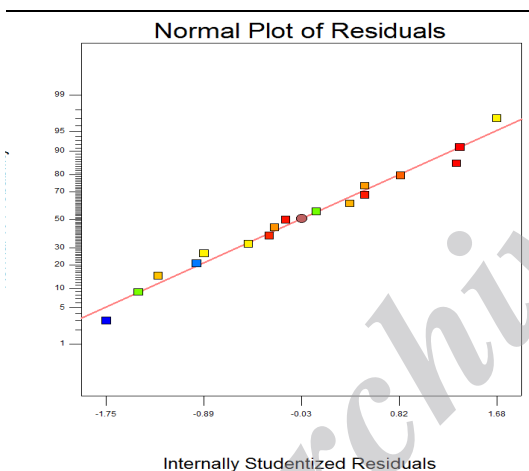
^۴Outlier

^۵Cox-Box



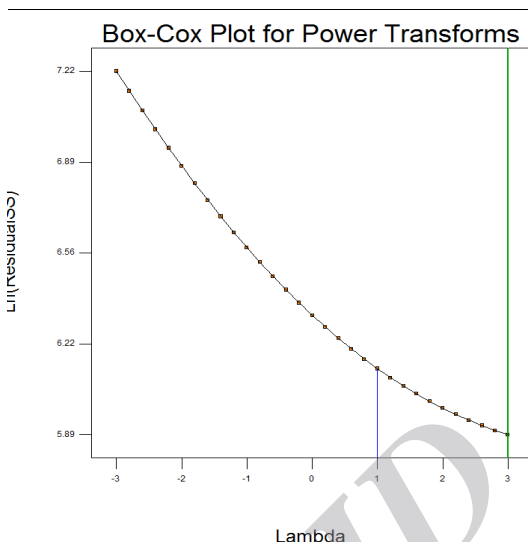
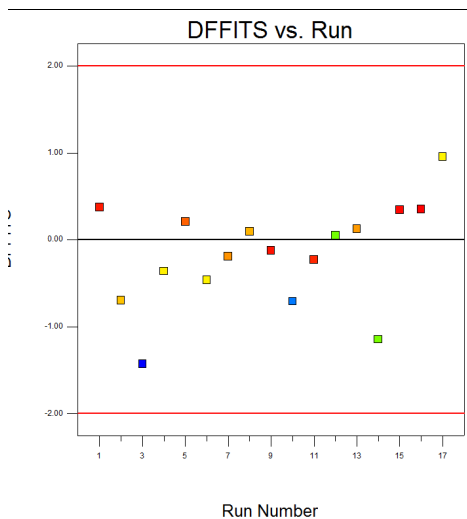
شکل ۵-۵. توزیع مقادیر پیش‌بینی شده با باقیمانده‌های استیودنت شده درونی

شکل ۵-۴. نمودار داده‌های واقعی در مقابل پیش‌بینی شده



شکل ۵-۷. نمودار توزیع نرمال باقی‌مانده‌ها

شکل ۵-۶. توزیع مقادیر پیش‌بینی شده با باقیمانده‌های استیودنت شده بیرونی



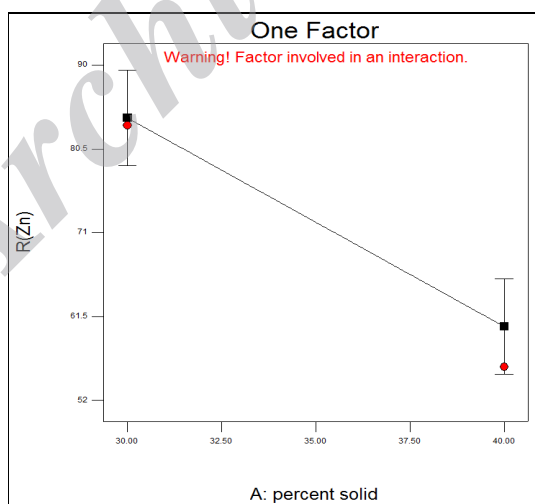
شکل ۵-۹. DFFIT در مقابل اجراها

شکل ۵-۸. نمودار باکس-کاکس برای تبدیل توانی

پس از بررسی مناسب بودن مدل، نوبت به این می‌رسد که نماهای هندسی مدل بر حسب عوامل مؤثر بر پاسخ ارزیابی شود.

• اثر درصد جامد پالپ

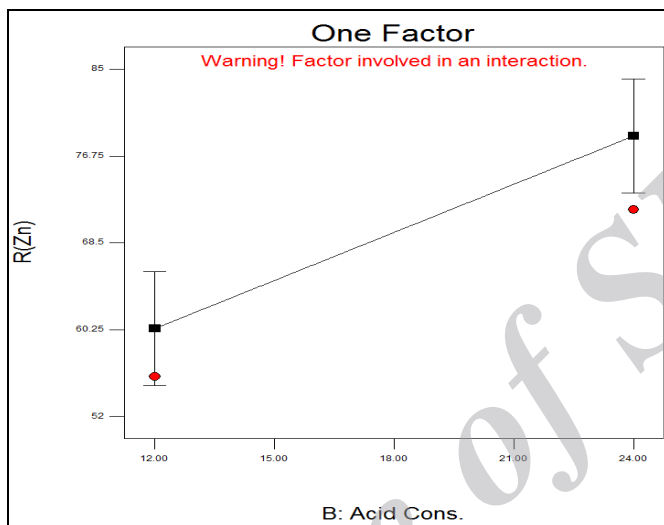
همانطوریکه از شکل ۵-۱۰ مشاهده می‌شود با افزایش درصد جامد پالپ، بازیابی روی کاهش می‌یابد و بالعکس. بیشترین و کمترین مقدار بازیابی روی در مقادیر درصد جامد بترتیب ۳۰ و ۴۰ درصد می‌باشد که برابر ۸۴ و ۶۰ درصد است.



شکل ۵-۱۰. تاثیر درصد جامد پالپ بر بازیابی روی

• اثر غلظت وزنی اسيد سولفوریک

شکل ۵-۱۱ نشان دهنده افزایش بازیابی روی با افزایش غلظت اسيد سولفوریک می‌باشد. افزایش زیاد غلظت اسيد سولفوریک باعث افزایش انحلال ناخالصی‌هایی مانند آهن و منگنز نیز می‌گردد. از طرفی امکان رسوب روی محلول با افزایش غلظت اسيد وجود دارد. لذا غلظت اسيد باید بصورت کنترل شده در پالپ لیچ باشد. بیشترین و کمترین مقدار بازیابی روی در غلظت‌های اسيد بترتیب ۲۴ و ۱۲ درصد وزنی می‌باشد که بترتیب برابر ۷۸/۶ و ۶۰/۲۵ درصد است.



شکل ۵-۱۱. تاثیر غلظت اسيد سولفوریک بر بازیابی روی

• اثر دمای لیچینگ

با توجه به معادله ارائه شده توسط مدل، مشاهده می‌شود دما تاثیری در افزایش یا کاهش بازیابی روی از پالپ لیچ ندارد. با توجه به اینکه محدوده دمای لیچ ۴۵-۷۵ درجه سانتیگراد انتخاب شده است، دمای ۴۵ درجه بعنوان دمای لیچ انتخاب می‌شود.

۵-۱۱-۳-۱- بهینه سازی پاسخ بازیابی

آزمایش پیشنهادی نرم افزار DX7 تحت شرایط بهینه مطابق جدول ۵-۱۶ و ۵-۱۷ انجام شد و نتایج در جدول ۵-۱۸ آورده شده است. همانطوریکه مشاهده می‌گردد بازیابی روی آزمایش بهینه پیشنهادی برابر ۸۳/۸۱ درصد می‌باشد.



جدول ۵-۱۶. شرایط آزمایش لیچینگ روی (پیشنهادی DX7)

پارامتر	واحد	مقدار
درصد جامد پالپ	%	۳۰
غلظت وزنی اسید	%	۲۲/۰۵
دمای لیچینگ	°C	۴۵
pH		کمتر از ۲
زمان لیچینگ	ساعت	۲
دانه‌بندی نمونه مکلس (d ₈₀)	میکرون	۳۰۰

جدول ۵-۱۷. مقادیر بازیابی روی در شرایط بهینه مختلف (پیشنهادی نرم افزار DX7)

Solutions						
Number	percent solid	Acid Cons. Temperature*		R(Zn)	Desirability	
1	30.03	12.60	51.66	83.7582	1.000	
2	30.08	12.34	50.22	83.7056	1.000	
3	30.04	12.61	59.23	83.7183	1.000	
4	30.00	12.20	68.00	83.9346	1.000	
5	30.12	12.12	50.49	83.6925	1.000	
6	30.03	12.77	72.48	83.702	1.000	
7	<u>30.03</u>	<u>12.05</u>	<u>66.89</u>	<u>83.9046</u>	<u>1.000</u>	Selected
8	30.04	12.15	72.87	83.8677	1.000	
9	30.01	12.84	74.93	83.7213	1.000	
10	30.07	12.34	69.93	83.733	1.000	
11	30.05	12.55	56.67	83.7193	1.000	
12	30.03	12.65	53.89	83.7484	1.000	
13	30.07	12.34	61.46	83.742	1.000	
14	30.03	12.32	74.39	83.8297	1.000	
15	30.10	12.22	46.25	83.6982	1.000	
16	30.10	12.20	55.69	83.7103	1.000	
17	30.07	12.18	64.77	83.7752	1.000	
18	30.01	12.89	45.94	83.7056	1.000	
19	30.00	13.43	75.00	83.5729	0.996	
20	30.19	12.00	45.00	83.5507	0.996	
21	30.00	14.19	45.00	83.3389	0.989	
22	30.00	14.49	75.00	83.2571	0.986	
23	30.00	14.81	75.00	83.1629	0.983	
24	30.00	14.91	75.00	83.1325	0.982	
25	30.00	21.28	74.96	81.241	0.923	
26	30.00	21.74	75.00	81.1055	0.918	
27	30.00	22.67	75.00	80.8291	0.910	
28	30.00	22.77	75.00	80.7981	0.909	
29	30.00	23.74	58.60	80.5091	0.900	
30	31.57	24.00	45.00	80.1531	0.888	

جدول ۵-۱۸. نتایج آزمایش لیچینگ روی در شرایط بهینه پیشنهادی

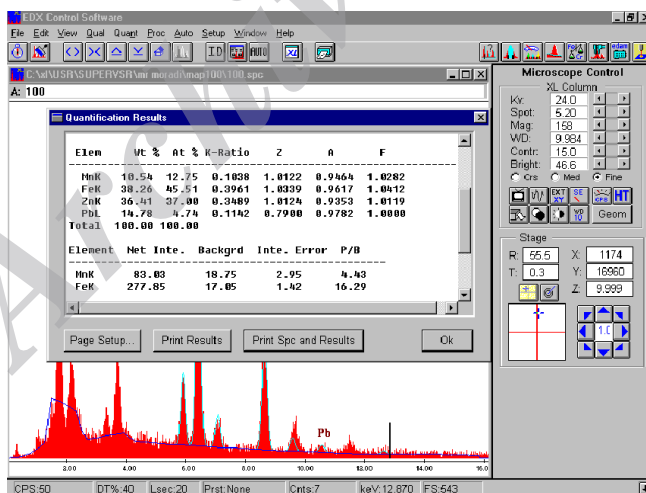
پارامتر	واحد	مقدار
غلظت روی	گرم بر لیتر	۸/۳
غلظت آهن	گرم بر لیتر	۰/۱۶
غلظت منگنز	گرم بر لیتر	۰/۵۸
بازیابی روی	%	۸۳/۸۱
راهیابی آهن	%	۱/۳
راهیابی منگنز	%	۲/۳۸

۵-۱۱-۲ آنالیز SEM نمونه

به منظور شناخت بهتر نمونه اولیه، مکلس و پسماند لیچ، بر روی سه نمونه مذکور آنالیز SEM انجام شد تا میزان و روند انحلال عناصر مفید (روی) و مضر (آهن و منگنز) مشخص شود.

۵-۱۱-۲-۱ نمونه اولیه خوراک

شکل ۵-۱۲ میزان عناصر مهم نمونه خوراک را نشان می‌دهد. غلظت عناصر روی، آهن، منگنز و سرب بترتیب برابر ۳۶/۴۱، ۳۸/۲۶، ۱۰/۵۴ و ۱۴/۷۸ درصد وزنی می‌باشد. این اعداد نشان‌دهنده تمرکز بالای عناصر مذکور در نمونه خوراک اولیه می‌باشند.

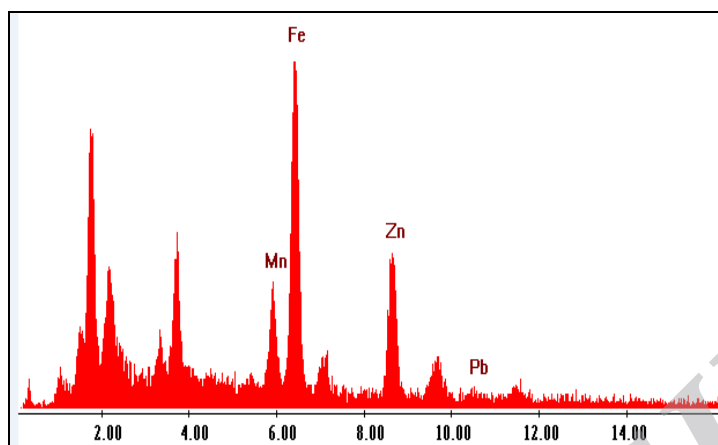


شکل ۵-۱۲. غلظت عناصر مهم در نمونه خوراک با آنالیز SEM

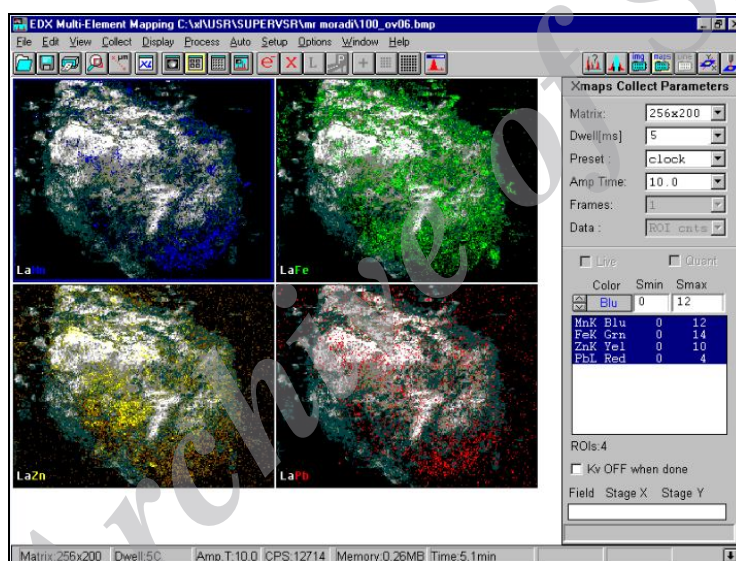
در شکل ۵-۱۳، پیک‌های مشاهده شده در نمودار بیانگر غلظت عناصر موجود در خاک می‌باشند. آهن با بالاترین پیک، روی و منگنز پیک متوسط و سرب پیک کوچکی دارند که نشان‌دهنده غلظت عناصر مذکور در خاک می‌باشند. در شکل ۵-۱۴ میزان تمرکز عناصر روی، آهن و منگنز بر روی یک نقطه



خاص از خوراک دیده می‌شود. نکته حائز اهمیت تمرکز هر چهار عنصر در یک نقطه (پایین شکل) و تمرکز روی و آهن در سمت چپ شکل می‌باشد.



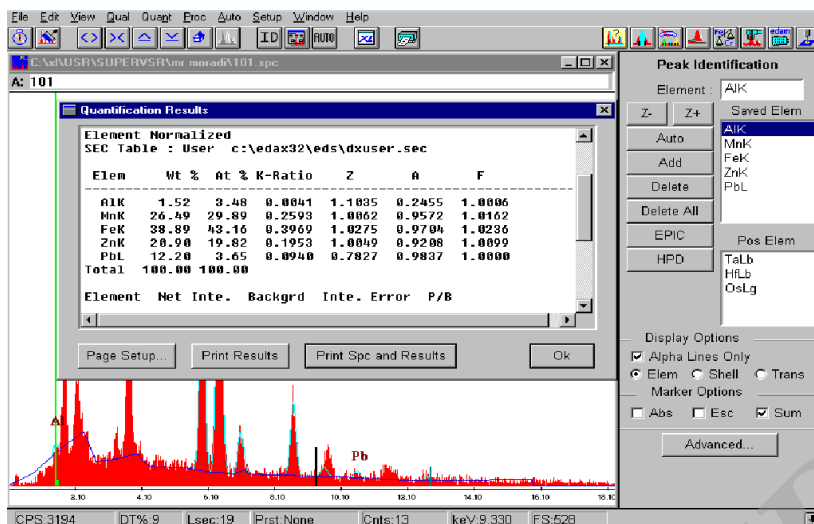
شکل ۵-۱۳. نمودار پیک عناصر مهم در نمونه خوراک (آنالیز SEM)



شکل ۵-۱۴. تمرکز عناصر مهم بر روی نمونه خوراک

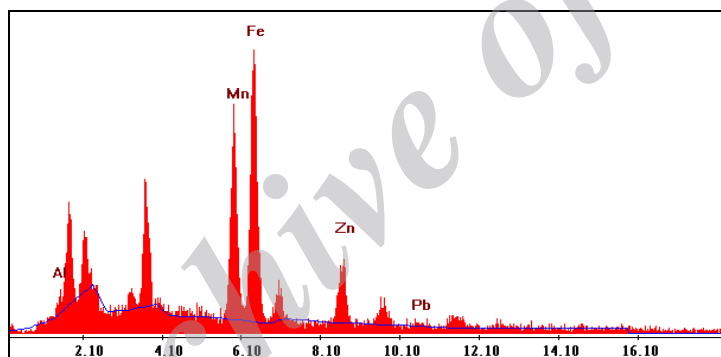
۵-۱۱-۲-۲ نمونه تکلیس شده خوراک

شکل ۵-۱۵ میزان عناصر مهم نمونه خوراک مکلس را نشان می‌دهد. غلظت وزنی عناصر روی، آهن، منگنز، سرب و آلومینیوم بترتیب برابر ۲۰/۹۰، ۳۸/۸۹، ۲۶/۴۹، ۱۲/۲۰ و ۱/۵۲ درصد می‌باشد.



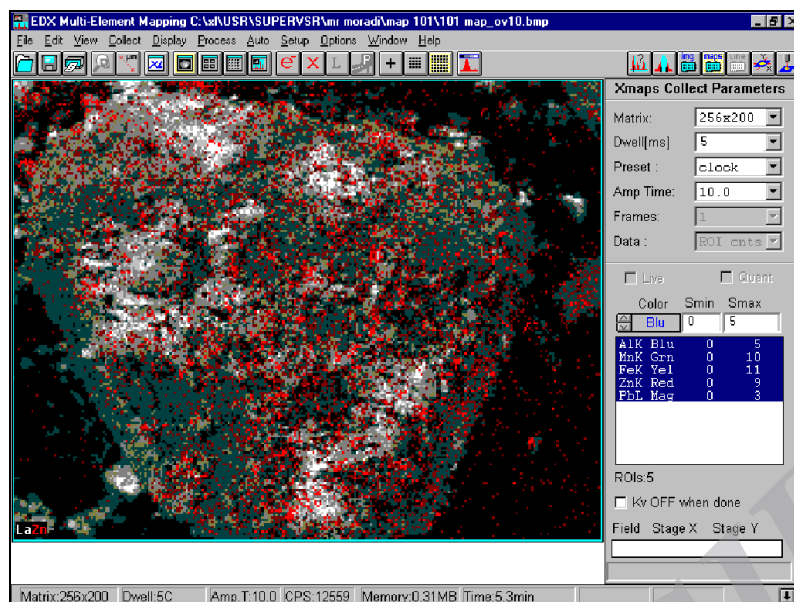
شکل ۵-۱۵. غلظت عناصر روی، آهن، منگنز، آلومینوم و سرب در نمونه خوراک مکلس با SEM

در شکل ۵-۱۶ بالابودن پیک عناصر آهن و منگنز نسبت به روی قابل مشاهده است. همچنین عنصر آلومینیوم نیز مشاهده می شود که در قالب کانیهای رسی مانند فلدسپار وجود دارد و در زمان فیلتراسیون پالپ موجب ایجاد ژل و پایین آمدن نرخ فیلتراسیون پالپ خواهد شد.



شکل ۵-۱۶. نمودار پیک عناصر مهم در نمونه خوراک مکلس (آنالیز SEM)

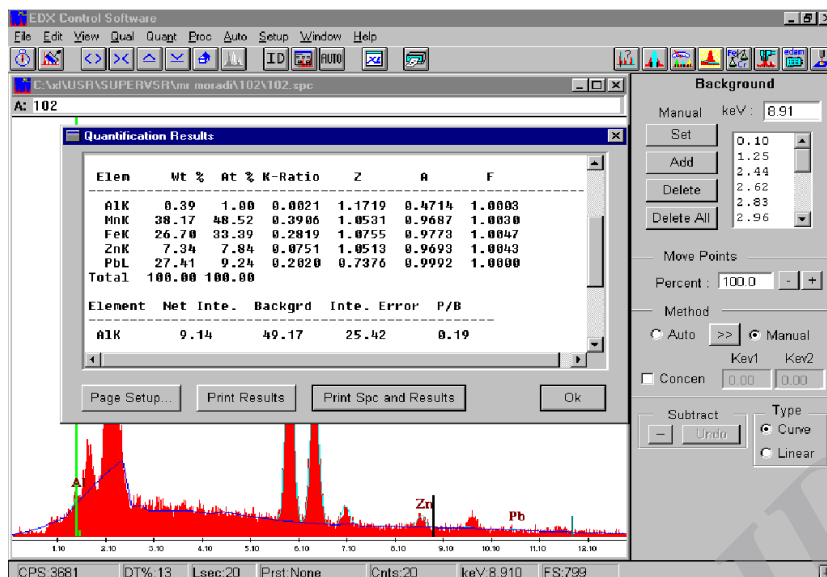
شکل ۵-۱۷ تمرکز عنصر روی در سطح نمونه مکلس را نشان می دهد. این شکل نشان می دهد که عنصر روی در تمام سطح نمونه پخش شده است و در یک نقطه خاص متمرکز نمی باشد.



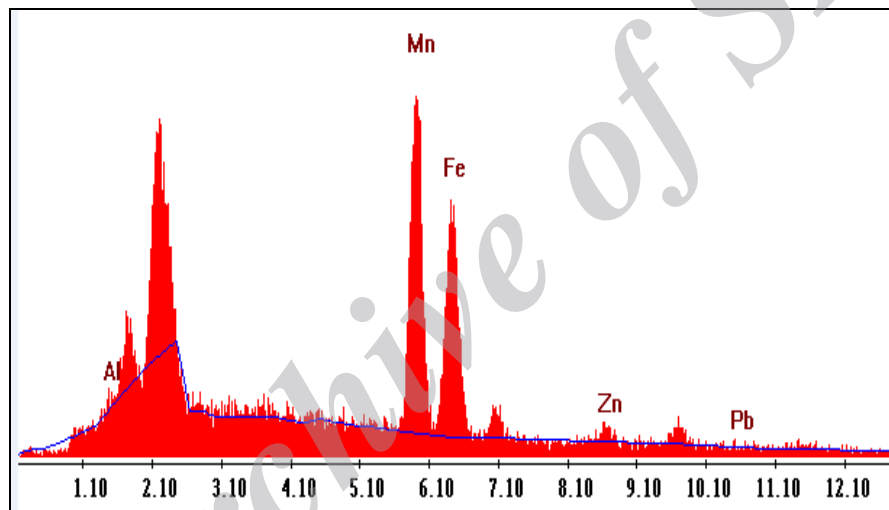
شکل ۵-۱۷. تمرکز عنصر روی (Zn) بر روی نمونه خوراک مکلس

۵-۱۱-۲-۳ پسماند لیچ

در شکل ۵-۱۸ غلظت عناصر روی، آهن، منگنز، سرب و آلومینیوم بترتیب برابر ۷/۳۴، ۲۶/۷۰، ۳۸/۱۷، ۲۷/۴۱ و ۰/۳۹ درصد می باشد. با فرض معرف بودن نمونه و مقایسه دو نمونه مکلس قبل و بعد از لیچینگ، مشاهده می شود که غلظت عناصر روی، آهن و آلومینیوم کاهش و منگنز و سرب افزایش یافته است. این مطلب بیانگر انحلال آهن و آلومینیوم به همراه روی در پالپ سولفاته می باشد ولی منگنز و سرب به مقدار خیلی کم حل شده اند. نمودار شکل ۵-۱۹ نیز بیانگر همین مطلب می باشد بدلیل اینکه منگنز پیک بالاتری نسبت به بقیه عناصر دارد ولی پیک آهن و روی نسبت به قبل کوچکتر شده است.

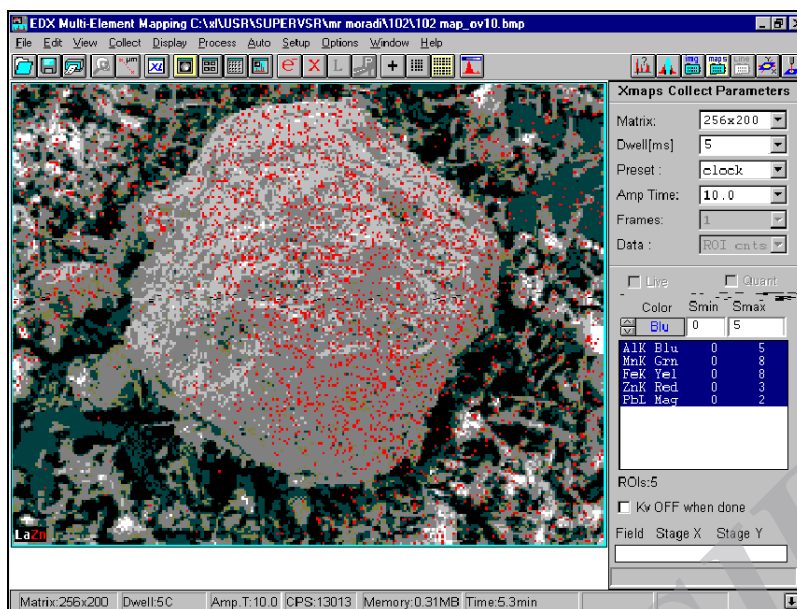


شکل ۵-۱۸. غلظت عناصر روی، آهن، منگنز، آلومینوم و سرب در نمونه پسماند لیج با SEM



شکل ۵-۱۹. نمودار پیک عناصر مهم در نمونه پسماند لیج (آنالیز SEM)

شکل ۵-۲۰ نشان دهنده پراکندگی عنصر روی در سطح نمونه پسماند لیج می باشد و هیچ تمرکزی از این عنصر مشاهده نمی شود. شاید بتوان نتیجه گرفت که عنصر روی در زمان لیچینگ، حل شده است ولی پس از اتمام لیچینگ دوباره رسوب نموده است و یا اینکه فیلتر نشده است.



شکل ۵-۲۰. پراکندگی عنصر روی (Zn) بر روی نمونه پسماند لیج

۵-۱۱-۳ آزمایش خنثی سازی و ترسیب ناخالصی‌ها

با توجه به اینکه حداقل غلظت روی برای ورود به سلولهای الکترونیینگ در صنعت باید ۶۵ g/l باشد و حداکثر غلظت مجاز برای ناخالصی‌های آهن و منگنز بترتیب ۰/۰۳ و ۰/۷ گرم بر لیتر باشد، در صورت تغلیظ محلول سولفات روی اشاره شده در جدول ۵-۱۸، غلظت آهن و منگنز نیز بالاتر از محدوده مجاز خواهند شد. لذا لازم است یک مرحله خنثی‌سازی و ترسیب ناخالصی‌ها جهت حذف یا کاهش آنها در حد مجاز انجام شود. بدین‌منظور آب آهک به پالپ لیج با pH زیر ۲ افزوده شد تا pH پالپ به ۴-۴/۵ افزایش یابد. با اینکار آهن ۳ ظرفیتی و منگنز ۴ ظرفیتی موجود در پالپ رسوب می‌کنند البته با این کار مقداری از روی نیز به‌مراه آهن رسوب می‌کند که موجب کاهش بازیابی روی خواهد شد. جدول ۵-۱۹ نتایج آزمایش ترسیب ناخالصی‌ها با استفاده از آب آهک را نشان می‌دهد.

جدول ۵-۱۹. نتایج آزمایش خنثی سازی آهن و منگنز

پارامتر	واحد	مقدار	درصد کاهش
غلظت روی	گرم بر لیتر	۷/۴	
غلظت آهن	گرم بر لیتر	۰/۰۰۱	
غلظت منگنز	گرم بر لیتر	۰/۴۵	
بازیابی روی	%	۷۴/۷۲	۱۰/۸۴
راهیابی آهن	%	۰/۰۰۸	۹۹/۳۷
راهیابی منگنز	%	۱/۸۵	۲۲/۲۷



همانطوریکه از نتایج جدول ۵-۱۹ مشاهده می‌شود با استفاده از آب آهک، آهن به حد مجاز کاهش داده می‌شود (۹۹ درصد کاهش غلظت آهن) و ۲۲/۲۷ درصد از منگنز نیز حذف می‌گردد ولی مقدار منگنز باقیمانده در محلول از حد مجاز بیشتر است. ضمن اینکه حدود ۱۰ درصد از روی نیز همراه آهن رسوب نموده و وارد کیک فیلتر لیچینگ می‌شود که اینکار موجب افت روی و کاهش بازیابی آن می‌گردد. بنابراین جهت جلوگیری از افت روی و کاهش غلظت ناخالصی‌ها باید از روش مناسبتری بهره برد.

Archive of SID

فصل ششم

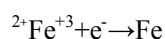
**تغلیظ محلول سولفات روی به روش
استخراج با حلال (SX)**

Archive of SID

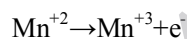
۱-۶ مقدمه

تصفیه محلول حاصل از عملیات لیچینگ در هیدرومتالورژی بسته به تعداد و غلظت یونهای مزاحم در محلول به چندین صورت انجام می‌شود. اگر میزان غلظت ناخالصی‌های موجود در محلول حاصل از فرآیند لیچینگ کانه‌های روی بیش از حد مشخص باشد، باعث بروز مشکلاتی در بازیابی روی در مرحله الکترووینینگ می‌شود. برای مثال حضور کمی از عناصر دیگر به غیر از روی در محلول ورودی به الکترووینینگ، موجب تصاعد هیدروژن و انحلال دوباره رسوب روی بدست آمده خواهد شد و ناخالصی‌ها به جای روی، بر روی کاتد نشسته و راندمان فرآیند را کاهش می‌دهند. در فرآیند لیچینگ به روش همزنی معمولاً مشکل ناخالصی‌ها به علت افزایش آنها در محلول باردار جدی می‌باشد. محلول بدست آمده از فرآیند لیچینگ کانسنگ روی مهدی آباد که در این تحقیق فرآیند استخراج حلالی (Solvent Extraction) بر روی آن انجام می‌شود نیز از این امر مستثنی نبوده و حاوی ناخالصی‌هایی مانند آهن، منگنز، منیزیم، کلسیم، سیلیکات و کلرید می‌باشد. شناسایی این ناخالصی‌ها و آگاهی از چگونگی انتقال آنها به مراحل بعدی و کنترل آنها در صورت مضر بودن ضروری است.

یکی از مهمترین ناخالصی‌های تاثیرگذار در تولید روی به روش هیدرومتالورژی، آهن می‌باشد. ورود آهن به الکتروولیت باعث کاهش تولید، افزایش هزینه‌های جاری و بازدهی کم جریان (افزایش انرژی مصرفی) در فرآیند الکترووینینگ می‌شود. وجود یونهای Fe^{+3} در الکتروولیت خصوصاً در pH کم که به حالت محلول است، بطور موثری راندمان تولید روی را کم و مقدار انرژی الکتریکی مورد نیاز را طبق واکنش زیر افزایش می‌دهد:



وجود ناخالصی منگنز نیز در محلول باردار طبق واکنش زیر باعث بالا رفتن پتانسیل تا ۱۲۰۰ mv می‌شود.



در اثر کاهش درجه فاز آلی (قابلیت میزان جذب یون فلزی از فاز آبی) تغییراتی در خصوصیت سطحی آن بوجود می‌آید که باعث کاهش زمان جدایش فازها، تشکیل کرا، ماندگی فازی و همچنین موجب کاهش بازیابی فاز آلی از رافینیت (Rafinate) و الکتروولیت می‌شود. بنابراین لازم است کلیه این عناصر قبل از ورود با الکتروولیز از محلول خارج شوند. میزان مجاز عناصر مذکور در محلول ورودی با الکترووینینگ در جدول ۱-۶ آورده شده است:

جدول ۶-۱. میزان مجاز عناصر موجود در محلول ورودی به الکترووینینگ روی

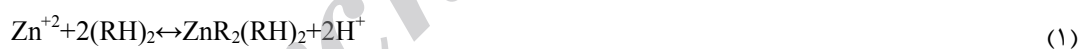
نام عنصر	گرم در لیتر
آهن	۰/۰۲ تا ۰/۰۳
منگنز	کمتر از ۰/۷
کادمیوم	۰/۰۰۲ تا ۰/۰۰۴
مس	۰/۰۰۰۱ تا ۰/۰۰۰۵
کبالت	۰/۰۰۳ تا ۰/۰۰۷
آنتیموان	۰/۰۰۰۱
آرسنیک	۰/۰۰۰۱

۶-۲ مکانیزم استخراج با حلال آلی

استخراج با حلال آلی (SX) یک فرآیند شیمیایی است که در آن فلز در فتر محلول با یک ماده آلی ترکیب شده و یک کمپلکس با ترکیب پیچیده فلزی آلی تشکیل می‌شود. بنابراین فلز فاز آبی را ترک کرده و به فاز آلی می‌رود. محققین در سالهای اخیر روش SX را برای استحصال فلز روی از محلول حاصل از عمل لیچ در موارد نسبتاً زیادی مطالعه و بکار برده‌اند.

نتایج ارائه شده در تحقیقات محققین بیانگر قابلیت استخراج مناسب این فلز توسط حلالهای آلی ذکر شده می‌باشد. مکانیزم عملکرد اکثر حلالهای آلی و بطور کلی روش SX اکثراً شبیه به هم بوده و از قانون یکسانی پیروی می‌کنند.

معادله مکانیزم استخراج و شستشو برای سیستم $ZnSO_4/D2EHPA$ در رقیق کننده آلیفاتیک به صورت معادلات ۱ و ۲ می‌باشد:



که RH عامل آلی بوده که بوسیله یون H^+ ، مولکول آلی-فلزی ZnR_2 را می‌سازد. در معادله فوق R بنیان آلکیل و به فرمول C_nH_{2n+1} می‌باشد. در معادلات فوق دو واکنش متوالی با دو کمپلکس روی در فاز ارگانیک پیش بینی شده است.

در معادلات فوق فرض بر اینست که واکنش $Zn/D2EHPA$ در سطح مشترک دو مایع اتفاق افتاده و آب به فاز آلی منتقل نمی‌شود.

۳-۶ طراحی آزمایش

۱-۳-۶ مواد

در این تحقیق از محلول حاصل از لیچینگ کانه سیلیکاته روی معدن سرب و روی مهدی آباد یزد به عنوان فاز آبی استفاده شد. غلظت اسید سولفوریک (عامل لیچینگ) در فاز آبی برابر با ۲۲۰ گرم بر لیتر بود و کانه سیلیکاتی روی در بخش شرقی معدن مهدی آباد یزد حاوی ۹/۷۹ درصد روی، ۱۶/۹۲ درصد آهن و ۶/۴۲ درصد منگنز می باشد که در طی فرآیند لیچینگ با غلظت عامل لیچ (اسید سولفوریک) ۲۲۰ گرم بر لیتر (۲۲ درصد وزنی)، درصد جامد ۳۰ درصد، ابعاد ذرات تکلیس شده ۳۰۰ میکرون (d_{80}) و زمان لیچینگ ۲ ساعت، علاوه بر روی مقادیر کمی آهن و منگنز نیز حل می شود. میزان غلظت عناصر موجود در محلول در جدول ۲-۶ آمده است.

بر طبق گزارش محققین، D2EHPA بهترین حلالی است که تا کنون برای فرآیند SX روی مورد استفاده قرار گرفته و در pH بین ۱ الی ۳ جهت استخراج روی از محلول به خوبی عمل می کند. از جمله خصوصیات مهم دیگر حلال آلی مذکور، بازیابی آسان فلز از آن، جدایش آسان حلال آلی از محلول آبی، ایمنی و نگهداری آسان و پایداری شیمیایی و فیزیکی می باشد. از کروژین (نفت سفید) به عنوان رقیق کننده مناسب جهت استخراج روی از محلول توسط D2EHPA استفاده شد.

جدول ۲-۶. میزان غلظت عناصر موجود در محلول باردار

غلظت (g/l)	یون
۸/۳	روی (Zn)
۰/۶۱	آهن (Fe)
۰/۵۸	منگنز (Mn)

۲-۳-۶ انتخاب عامل ها، سطوح و دامنه ها

اگر عامل های مورد مطالعه احیاناً عملکرد سیستم یا فرآیند را تحت تأثیر قرار دهند آن گاه آزمایش گر معمولاً به این نتیجه خواهد رسید که این عامل ها را باید در قالب عامل های بالقوه ی طراحی و یا عامل های اغتشاش گروه بندی کند. عامل ها بالقوه طراحی زیادی وجود دارد، که شاید گروه بندی آن ها به نحو دیگری نیز مفید باشد. برخی از گروه بندی های مفید عبارتند از: عامل های طراحی (pH محلول، غلظت وزنی اسید حلال الی (D2EHPA)، نسبت حجمی آبی به آلی و دما) ، عامل های ثابت (زمان استخراج و دور همزن) و عامل های قابل تغییر. غالباً فرض می شود که اثرات ناشی از عامل های ثابت و قابل تغییر نسبتاً کوچک و ناچیز است.



۳-۳-۶ تعیین سطوح عوامل

در این مرحله بعضی از عواملی که در این کار مورد توجه قرار دارند بررسی شده است.

- انتخاب سطوح متغیر pH محلول:

pH محلول برابر ۲، ۲/۵ و ۳ درصد انتخاب می گردد (۲/۵±۰/۵).

- انتخاب سطوح غلظت حلال آلی:

غلظت حلال آلی برابر ۱۰، ۲۰ و ۳۰ درصد انتخاب می گردد (۲۰±۱۰).

- انتخاب سطوح نسبت حجمی آبی به آلی:

نسبت حجمی آبی به آلی برای واکنش استخراج با حلال روی به ترتیب ۱ به ۲، ۱ به ۱ و ۲ به ۱ انتخاب می شود.

- انتخاب سطوح دمای استخراج با حلال:

دمای آزمایشها نیز برابر ۳۰، ۴۰ و ۵۰ درجه سانتیگراد انتخاب می شود (۴۰±۱۰).

۴-۳-۶ انتخاب طرح آزمایش

در این مرحله نوبت به انتخاب طرح آزمایش است. انتخاب طرح آزمایش شامل تعیین اندازهی نمونه (تعداد تکرار)، ترتیب انجام آزمایشها و تعیین محدودیت‌های بلوک‌بندی یا تصادفی‌سازی است. نرم-افزارهای متعددی نیز وجود دارد که می‌توان از آنها جهت انجام این مرحله از طراحی آزمایشها استفاده نمود. با ورود اطلاعاتی نظیر تعداد عامل‌ها، سطوح و دامنه‌ی آنها در برنامه، مجموعه‌ای از طرح‌ها جهت انتخاب در اختیار آزمایش‌گر قرار می‌گیرد. این نرم‌افزارها معمولاً کاربرگی نیز جهت انجام آزمایشها (بطوری که ترتیب انجام آزمایشها تصادفی باشد) ارائه می‌کنند. در این تحقیق از نرم‌افزار QUALITECK-4 و طرح تاگوچی استفاده شده است.

در این مطالعه نحوه‌ی رابطه‌ی سطوح چهار عامل که قبلاً ذکر شد بر متغیر پاسخ، بررسی شده است و نتیجتاً عامل‌هایی که چنین تغییری را ایجاد می‌کنند شناسایی و اندازه‌ی تغییر ایجادشده، برآورد شد.

۴-۶ انجام آزمایش

در هر آزمایش روال به این صورت بود که بعد از برقراری کلیه‌ی شرایط اولیه‌ی لازم، در زمان مناسب همزدن کامل محلول سولفات روی، حالا آلی و رقیق کننده انجام شد. پس از جدا شدن دوفاز آلی و آبی از یکدیگر در دکانتور، محلول آبی به آزمایشگاه برای آنالیز روی، آهن و منگنز ارسال گردید.

۵-۶ تحلیل نتایج با استفاده از نرم افزار تاگوچی

۱-۵-۶ پاسخ بازیابی

پس از انجام آزمایش‌های پیشنهادی و وارد کردن پاسخ‌های بدست آمده (درصد استخراج روی) در کاربرگ ارائه شده‌ی نرم افزار (جدول ۳-۶) در ادامه به بررسی آماری پرداخته شد.

جدول ۳-۶. پیکربندی آزمایش (صفحه اصلی)

ردیف آزمایش	pH	غلظت حلال آلی (D2EHPA) %	نسبت حجمی آبی به آلی	دما (°C)	استخراج روی (%)
۱	۲	۱۰	۰/۵ (۱:۲)	۳۰	۴۶/۵۶
۲	۲	۲۰	۱ (۱:۱)	۴۰	۴۷/۵۰
۳	۲	۳۰	۲ (۲:۱)	۵۰	۴۹/۳۰
۴	۲/۵	۱۰	۱ (۱:۱)	۵۰	۴۷/۲۱
۵	۲/۵	۲۰	۲ (۲:۱)	۳۰	۵۰/۲۱
۶	۲/۵	۳۰	۰/۵ (۱:۲)	۴۰	۵۱/۱۳
۷	۳	۱۰	۲ (۲:۱)	۴۰	۴۶/۵۶
۸	۳	۲۰	۰/۵ (۱:۲)	۵۰	۴۳/۰۰
۹	۳	۳۰	۱ (۱:۱)	۳۰	۴۶/۶۵

۲-۵-۶ آنالیز واریانس مدل پیشنهادی

جدول ۴-۶ واریانس مدل پیشنهادی را نشان می‌دهد. همچنین درصد تاثیر هر عامل نیز در این جدول آورده شده است. بیشترین تاثیر (۵۴/۹۹ درصد) مربوط به عامل pH و کمترین آن مربوط به عامل دما (۱۲/۱ درصد) می‌باشد.

جدول ۴-۶. آنالیز واریانس

Col# / Factor	DOF (f)	Sum of Sqrs. (S)	Variance (V)	F - Ratio (F)	Pure Sum (S')	Percent P (%)
1 pH	2	25.591	12.795	-----	25.591	54.986
2 D2EHPA	2	9.587	4.793	-----	9.587	20.599
3 A/O	2	5.73	2.865	-----	5.73	12.311
4 Temperatre	2	5.631	2.815	-----	5.631	12.1
Other/Error	0					
Total:	8	46.542				100.00%

۳-۵-۶ بهینه سازی پاسخ بازیابی

شرایط بهینه آزمایشها و بازیابی پیشنهادی نرم افزار تاگوچی در جدول ۵-۶ نشان داده می‌شود.

همانطور که مشخص است بازیابی قابل انتظار نرم افزار با انجام آزمایش استخراج با حلال تحت شرایط بهینه برابر ۵۲/۹۲ درصد خواهد شد. در جدول ۶-۶ به اثرات میانگین عامل‌ها و اثرات متقابل آنها اشاره شده است.

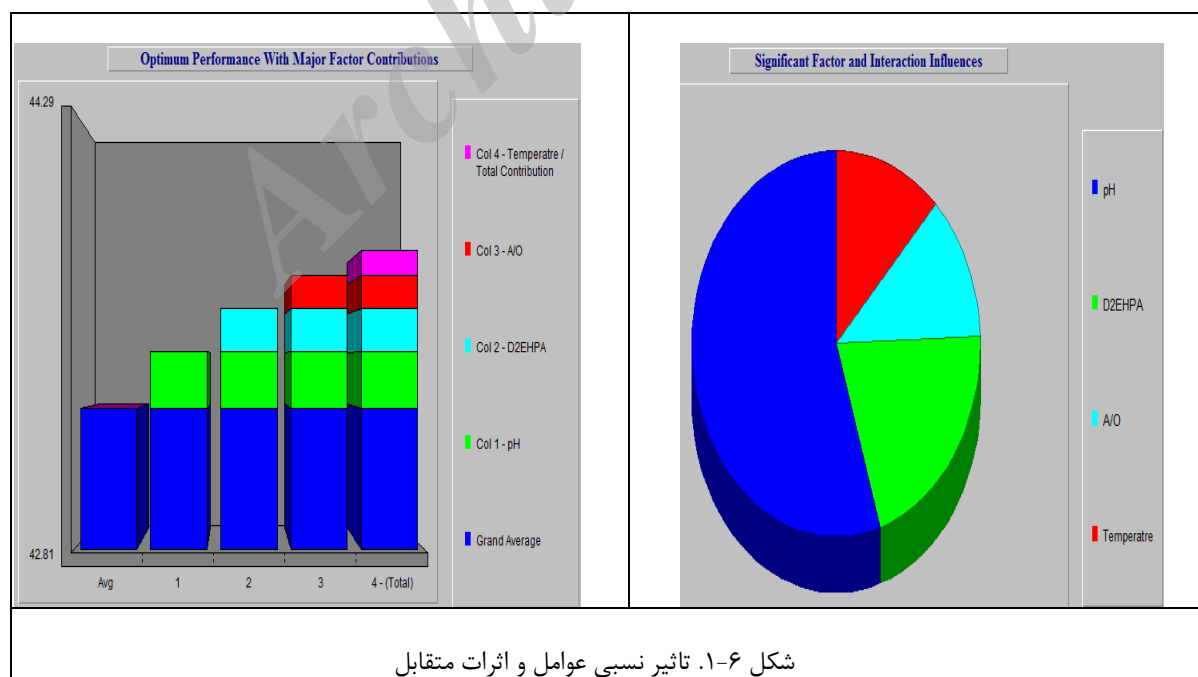
جدول ۶-۵. شرایط و بازیابی بهینه

Column # / Factor	Level Description	Level	Contribution
1 pH	2.5	2	1.947
2 D2EHPA	30	3	1.457
3 A/O	2	3	1.121
4 Temperatre	40	2	.827
Total Contribution From All Factors.....			5.352
Current Grand Average Of Performance...			47.568
Expected Result At Optimum Condition...			52.92

جدول ۶-۶. اثرات اصلی (اثرات میانگین عوامل و اثرات متقابل)

Column # / Factors	Level 1	Level 2	Level 3	L2 - L1
1 pH	47.786	49.516	45.403	1.729
2 D2EHPA	46.776	46.903	49.026	.126
3 A/O	46.896	47.119	48.689	.222
4 Temperatre	47.806	48.396	46.503	.59

شکل ۶-۱ نشان‌دهنده تاثیر نسبی عوامل و اثرات متقابل آنها می‌باشد. همانطوریکه مشخص است عامل pH استخراج بیشترین تاثیر و دما کمترین تاثیر را دارد.

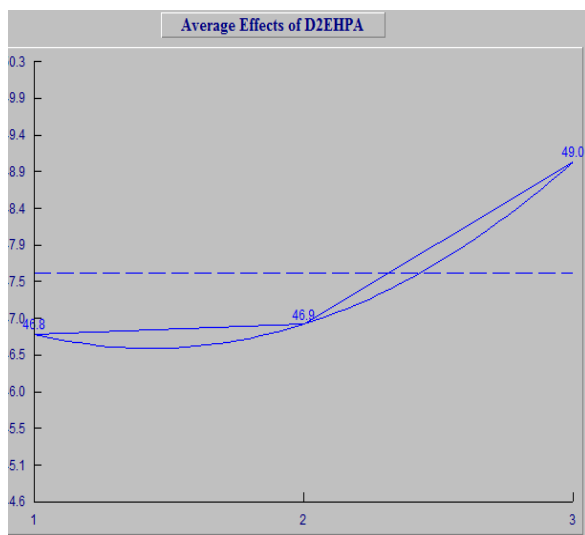


شکل ۶-۱. تاثیر نسبی عوامل و اثرات متقابل

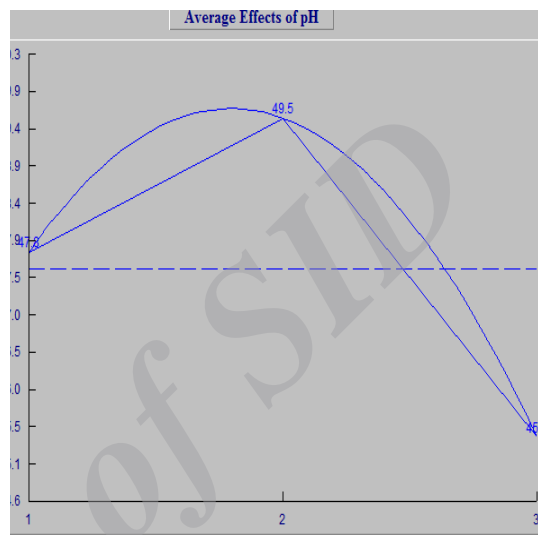


شکلهاي ۲-۶ الی ۵-۶ اثر میانگين عاملهاي موثر را نشان می دهد. بیشترین درصد استخراج روی با استفاده از عاملهاي pH، غلظت حلال آلی (D2EHPA)، نسبت حجمی آبی به آلی و دما بترتیب در سطوح ۲، ۳، ۳ و ۲ اتفاق می افتد. میانگين درصد استخراج روی در عاملهاي pH، غلظت حلال آلی (D2EHPA)، نسبت حجمی آبی به آلی و دما بترتیب ۴۹/۵، ۴۹، ۴۸/۷ و ۴۸/۴ درصد می باشد.

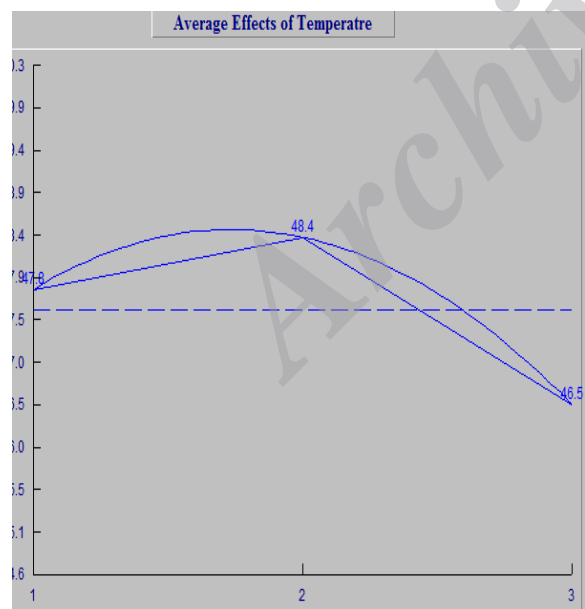
از طرفی اثر متقابل عاملها (دو تایی) در شکلهاي ۶-۶ الی ۱۱-۶ نشان داده شده است.



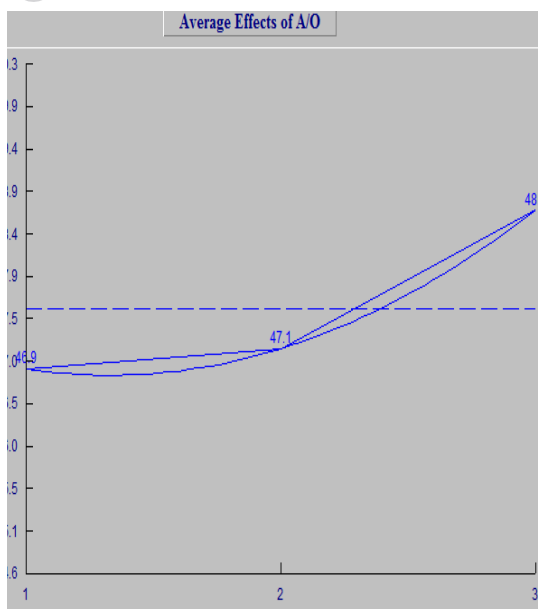
شکل ۳-۶. نمودار اثر اصلی (اثر میانگين غلظت حلال آلی)



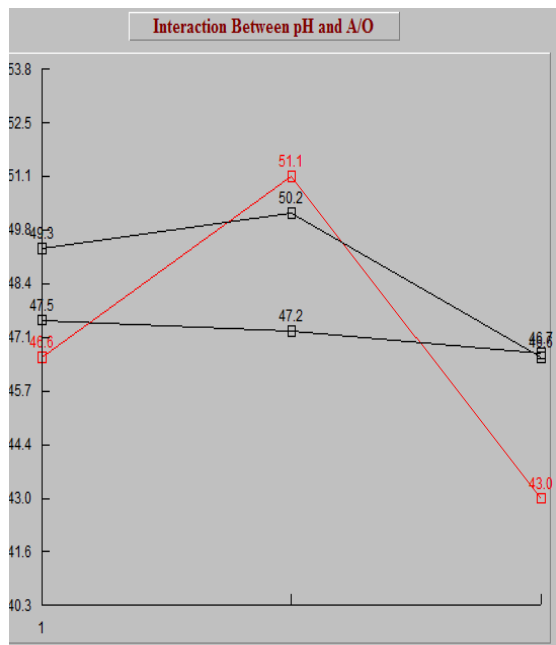
شکل ۲-۶. نمودار اثر اصلی (اثر میانگين pH)



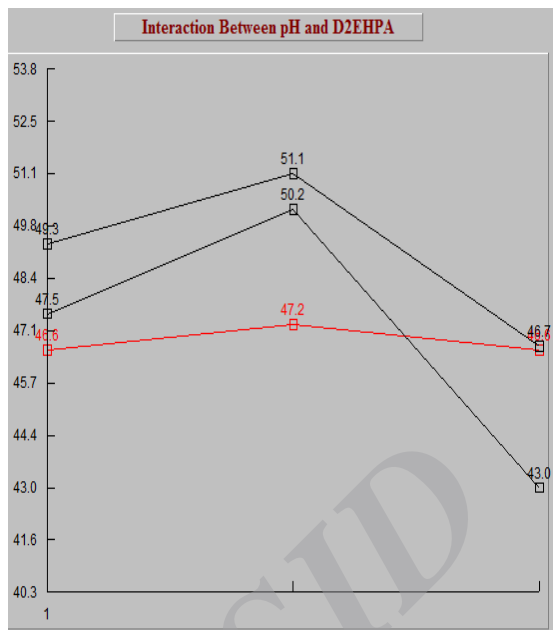
شکل ۵-۶. نمودار اثر اصلی (اثر میانگين دما)



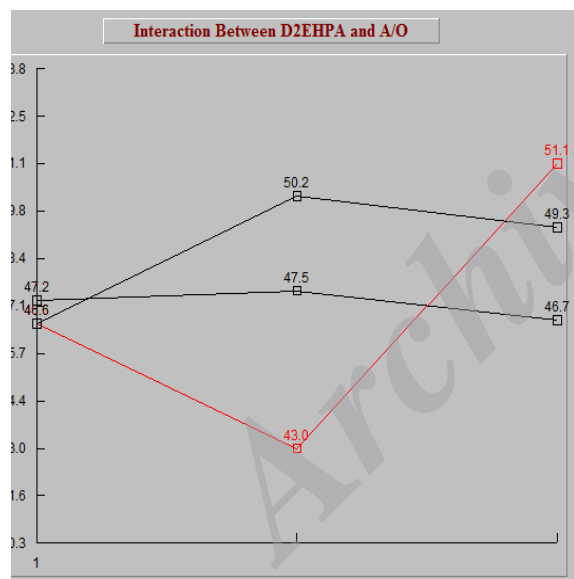
شکل ۴-۶. نمودار اثر اصلی (اثر میانگين نسبت آبی به آلی)



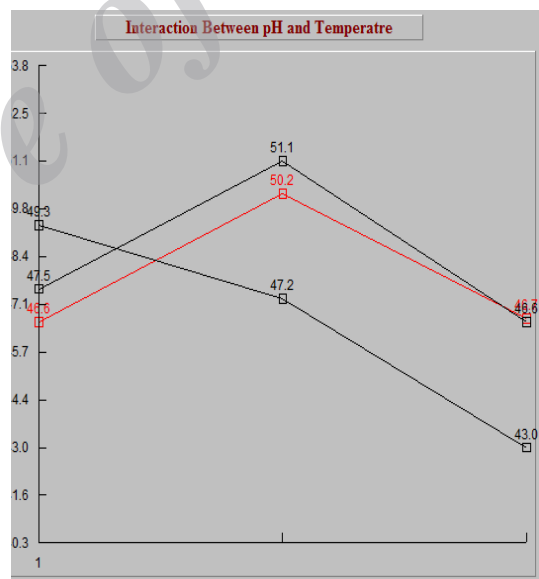
شکل ۶-۷. اثر متقابل بين pH و نسبت آبی به آلی



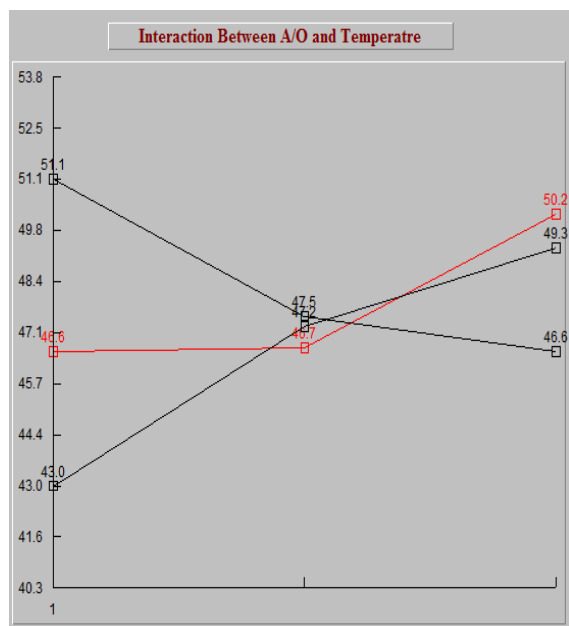
شکل ۶-۶. اثر متقابل بين pH و غلظت حلال آلی



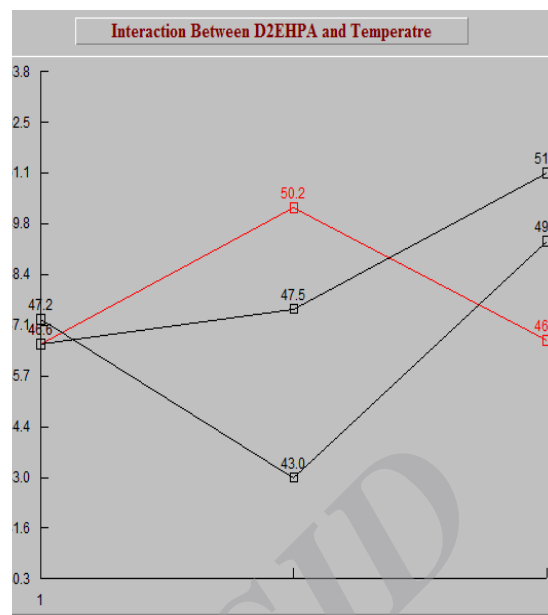
شکل ۶-۹. اثر متقابل بين غلظت حلال آلی و نسبت آبی به آلی



شکل ۶-۸. اثر متقابل بين pH و دما



شکل ۶-۱۱. اثر متقابل بين دما و نسبت آبی به آلی



شکل ۶-۱۰. اثر متقابل بين غلظت حلال آلی و دما

۶-۵-۴ آزمایش پیشنهادی نرم افزار (آزمایش بهینه)

با انجام آزمایش استخراج با حلال بر روی نمونه سولفات روی تحت شرایط نتایج بدست آمده از نرم افزار تاگوچی (جدول ۶-۵) درصد استخراج روی به اندازه ۵۲/۶۶ می باشد که نزدیک به مقدار پیش بینی شده می باشد. بنابراین ادامه آزمایش تغلیظ محلول سولفات روی تحت همین شرایط بهینه انجام شده است. جدول ۶-۷ غلظت و بازیابی عناصر مهم موجود در محلول سولفات روی پس از یک مرحله استخراج در بهترین شرایط را نشان می دهد. همانطوریکه از نتایج جدول ۶-۷ بر می آید در $pH=2/5$ درصد استخراج آهن و منگنز بترتیب زیاد و کم است. علت آنست که D2EHPA در pH های خاصی به صورت انتخابی یون فلزی مورد نظر را استخراج می کند که ممکن است در محدوده ای از pH یک یا چند یون با هم جذب شوند که در مورد یون های آهن و روی نیز این چنین است. این مشکل همانطور که در جدول ۶-۸ نشان داده شده، در فرآیند شستشو قابل حل می باشد. این در حالی است که در مورد منگنز با افزایش مقدار pH به ۲/۵، درصد استخراج یون منگنز به صفر می رسد و این نشانگر آنست که یون منگنز در pH کمتر از ۲ به صورت جزئی به فاز آلی انتقال می یابد. به عبارتی دیگر حلال آلی در pH بیش از ۲/۵ قدرت جذب Mn را از دست می دهد.



جدول ۶-۷. غلظت و درصد استخراج روی، آهن و منگنز در محلول آبی پس از عمل SX

غلظت (mg/l)	درصد استخراج (%)	
۳۹۲۹	۵۲/۶۶	روی
۵۴/۴	۶۶/۵۲	آهن
۵۶۴	۲/۶۳	منگنز

۶-۶ رسم ایزوترم استخراج

با رسم منحنی‌های ایزوترم استخراج و دیاگرام مک کیب تیل می‌توان تعداد مراحل استخراج لازم را در یک فرآیند استخراج با حلال مشخص کرد. منحنی ایزوترم استخراج، بیشترین مقدار فلز که از محلول آبی در اثر در تماس قرار دادن نسبت‌های مختلف فاز آلی به آبی قابل استحصال است، مشخص می‌کند. برای رسم این منحنی، فاز آلی با فاز آبی باردار به نسبت‌های مختلف فاز آلی به آبی در دمای ثابت با هم مخلوط می‌شوند. بعد از تعادل، این دو فاز از هم جدا شده و فلز مورد نظر هر دو فاز اندازه‌گیری می‌شود. اعداد بدست آمده از فاز آبی و آلی به ترتیب روی محورهای افقی و قائم نشان داده می‌شود.

از جمله پارامترهایی که روی منحنی ایزوترم استخراج اثر می‌گذارد، pH و غلظت روی در محلول آبی باردار و همچنین غلظت ماده استخراج کننده در فاز آلی می‌باشد. معمولاً هر چه میزان غلظت ماده استخراج کننده بیشتر باشد استخراج فلز بیشتر خواهد بود. البته این افزایش پس از رسیدن به یک حد مشخص تاثیر خود را بر میزان استخراج فلز از فاز آبی از دست می‌دهد.

به منظور رسم این منحنی فرآیند استخراج در pH بهینه برابر با ۲/۵ که بیشترین میزان بازیابی (درصد استخراج روی) را در برداشت و نیز در غلظت ۳۰ درصد D2EHPA در رقیق کننده، آزمایش‌ها در پنج نسبت فاز آلی به آبی به ترتیب برابر با ۱:۱، ۱:۲، ۱:۵، ۱:۵ و ۱:۱۰ انجام شد. حجم فاز آبی در تمام آزمایش‌ها ثابت و برابر با ۵۰ میلی‌لیتر و فاز آلی متغیر در نظر گرفته شد. زمان اختلاط در تمام آزمایش‌ها برابر با ۳۰ دقیقه بود.

برای رسم دیاگرام مک کیب تیل از منحنی ایزوترم استخراج و یک خط عملیاتی یا اجرایی استفاده می‌شود. برای رسم خط اجرایی از یک نقطه و شیب آن استفاده می‌شود. شیب خط اجرایی نسبت فاز آلی به آبی و یک نقطه از خط مذکور، نقطه X_0 (غلظت یون روی در فاز آبی در نقطه شروع) و y_1 می‌باشد که از رابطه زیر به دست می‌آید. بنابراین خط اجرایی با مشخص شدن شیب و نقطه آن رسم می‌شود.

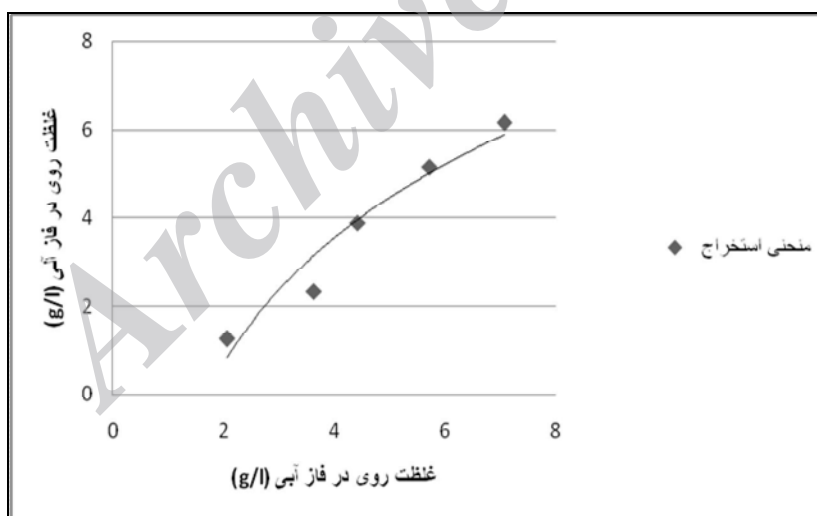
$$y_1 = \frac{A}{D} (x_0 - x_n) + y_{n+1} \quad (1-6)$$



همانطوریکه در جدول ۶-۸ مشاهده می‌شود با افزایش میزان نسبت حجمی فاز آلی به آبی، غلظت روی در فاز آبی کاهش می‌یابد و این به دلیل افزایش میزان حلال آلی در محیط می‌باشد. در شکل ۶-۱۲ ایزوترم استخراج بر اساس مقادیر جدول ۶-۸ رسم شده و در شکل ۶-۱۳ دیاگرام مک کیب تیل از روی منحنی استخراج رسم گردیده است. با استفاده از رابطه (۶-۱) و تعیین نسبت فاز آلی به آبی (A/O) برابر با ۲، با فرض انتقال کامل یون از فاز آبی به آلی $X_n=0$ خواهد شد. حلال آلی نیز در شروع فرآیند استخراج y_{n+1} است که صفر در نظر گرفته می‌شود. بنابراین مقدار y_1 به دست آمده و در نتیجه یک نقطه و شیب خط جهت رسم خط عملیاتی به دست می‌آید. بر طبق این منحنی، مشخص است که دو مرحله استخراج جهت رسیدن به حداکثر استخراج یون روی لازم می‌باشد.

جدول ۶-۸. نتایج مربوط به آزمایش منحنی استخراج

نسبت حجمی آلی به آبی	غلظت روی در فاز آبی (میلی گرم بر لیتر)	غلظت روی در فاز آلی (میلی گرم بر لیتر)
۰/۲ به ۱	۷۰۶۸	۶۱۶۰
۰/۵ به ۱	۵۷۲۳	۵۱۵۴
۱ به ۱	۴۴۲۲	۳۸۷۸
۲ به ۱	۳۹۲۹	۲۳۳۴
۵ به ۱	۲۰۶۶	۱۲۴۷

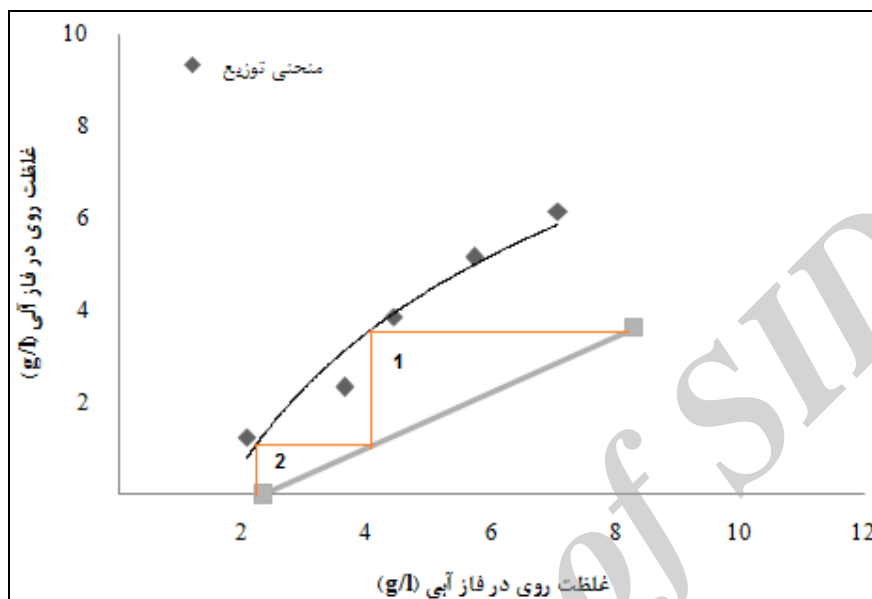


شکل ۶-۱۲. ایزوترم استخراج روی توسط حلال آلی D2EHPA

علت انتخاب غلظت ۳۰ درصد حلال آلی در $pH=2/5$ ، درصد استخراج بیش از ۵۳ درصد روی در حداقل میزان غلظت حلال آلی است (جدول ۶-۸). همچنین افزایش نسبت A/O در فرآیند استخراج باعث افزایش غلظت یون روی در فاز آلی و نهایتاً در الکترولیت می‌شود. این افزایش محدودیت داشته



و بر اساس آزمایش‌های اولیه، مشخص شده که افزایش بی‌رویه این نسبت موجب کاهش قدرت جذب حلال آلی می‌شود. نتایج استخراج دو مرحله‌ای در جدول ۶-۹ آورده شده است. مشاهده می‌شود که میزان غلظت روی باقیمانده در محلول آبی بعد از دو مرحله استخراج با مقدار پیش‌بینی شده آن در دیاگرام مک کیب تیل تقریباً یکسان است.



شکل ۶-۱۳. دیاگرام مک کیب تیل

جدول ۶-۹. نتایج آزمایش استخراج دو مرحله‌ای

درصد استخراج (%)	بعد از SX (mg/l)	قبل از SX (mg/l)	غلظت یون
۸۸/۵	۹۵۴/۵	۸۳۰۰	روی
۶۲/۵۳	۵۹/۹۵	۱۶۰	آهن
۶/۴۸	۵۴۲/۴۲	۵۸۰	منگنز

نتایج جدول ۶-۹ نشان می‌دهد که استفاده از غلظت ۳۰٪ حلال آلی در فاز آبی با دو مرحله استخراج می‌توان حدود ۸۸/۵ درصد از یون روی موجود در فاز آبی را توسط فاز آلی استخراج کرد و این یک نتیجه مطلوب است.

۶-۷ فرآیند شستشو (استریپینگ)

آزمایش‌های شستشوی فاز آلی باردار حاصل از آزمایش SX دو مرحله‌ای (نتایج جدول ۶-۹) در یک مرحله با اسید سولفوریک با غلظت ۲۲۰ گرم بر لیتر (یک برابر غلظت فاز آبی در فرآیند استخراج) در pH=۱ انجام شد. حجم فاز آلی باردار در این آزمایش ۱۰۰ میلی‌لیتر و حجم الکترولیت جهت شستشو



۵۰ میلی‌لیتر در نظر گرفته شد. علت نسبت ۲ به ۱ حجم فاز آلی به الکترولیت افزایش میزان غلظت یون روی در الکترولیت بود. پس از انجام فرآیند شستشوی فاز آلی توسط محلول آبی تازه، میزان غلظت یونهای موجود در الکترولیت حاصل از شستشوی فاز آلی باردار اندازه‌گیری شد که نتایج در جدول ۱۰-۶ نشان داده شده است.

جدول ۱۰-۶. میزان غلظت یون‌های موجود در الکترولیت نهایی حاصل از شستشوی فاز آلی

یون	روی	آهن	منگنز
غلظت (g/l)	۱۰/۷۸	۰/۰۰۵	۰/۱۱

با مقایسه جدول ۱۰-۶ و جدول ۱-۶ مشاهده می‌شود که محلول حاصل از شستشو محدوده مجاز عناصر مزاحم را در بر داشته و برای فرآیند الکترووینینگ مناسب می‌باشد. از طرف دیگر مشخص می‌شود که فرآیند شستشو بسیار انتخابی عمل کرده و در برابر جذب و انتقال یون‌های به غیر از روی و مقداری آهن به محلول الکترولیت به خوبی عمل کرده است (بازیابی مرحله شستشو ۹۳ درصد می‌باشد). در فرآیند شستشو نیز تنها یون روی به فاز آلی منتقل شده و یون‌های آهن واکنش داده با حلال آلی به سهولت از حلال مذکور جدا نشده و در فرآیند شستشو در داخل فاز آلی می‌مانند.

Archive of SID

فصل هفتم

**بررسی فنی - اقتصادی تولید شمش
روی از خاک مهدی آباد با لیچینگ
اسیدی**



۱-۷ مقدمه

با توجه به نتایج بدست آمده در مرحله آزمایشگاهی (تکلیس نمونه، انحلال اسیدی (لیچینگ) و تغلیظ و تخلیص نمونه (استخراج با حلال)) بطور دقیق نمی‌توان محاسبات فنی و اقتصادی انجام داد بدلیل اینکه مدار مذکور بصورت پیوسته نمی‌باشد. برای محاسبات دقیق اقتصادی مدار باید بصورت پیوسته بوده و مقادیر دقیق ورودی و خروجی مدار مشخص و ثابت باشد. با اینحال از نتایج بدست آمده طرح تحقیقاتی با فرض ثابت بودن مقادیر ورودی و خروجی و در نظر گرفتن یک مدار پیوسته محاسبات فنی و اقتصادی انجام شده است.

در بخش حاضر محاسبات فنی و اقتصادی در غالب طرح توجیه فنی و اقتصادی برای یک واحد تولیدی شمش روی با عیار ۹۹/۹۷ درصد و با ظرفیت تولید سالیانه ۷۰۰۰ تن ارائه شده است.

۲-۷ مشخصات فرآیند

در این بخش فرض می‌شود که بتوان شمش روی با عیار ۹۹/۹۷ درصد و ظرفیت سالیانه ۷۰۰۰ تن تولید نمود. جدول ۱-۷ مشخصات فرآیند مدار مذکور را نشان می‌دهد.

جدول ۱-۷. مشخصات فرآیند تولید محلول سولفات روی و شمش روی

پارامتر	مقدار
میزان خوراک ورودی در روز (تن)	۳۰۰
عیار فلز روی در خاک ورودی (%)	۹/۷۹
مقدار خاک مورد نیاز سالانه (تن)	۱۰۰۰۰۰
قیمت خرید هر تن خاک معدن (میلیون ریال)	۰/۹
بازیابی واحد تولید سولفات روی (درصد)	۸۳
تعداد روزهای کاری سال	۳۰۰
غلظت محلول سولفات روی مناسب الکترووینینگ (g/l)	۷۰
نرخ تسعیر دلار به ریال	۳۴/۰۰۰
میزان تولید سالیانه شمش روی (تن)	۷۰۰۰
قیمت فروش هر تن شمش روی (میلیون ریال)	۶۴/۶



۳-۷ هزینه سرمایه گذاری تجهیزات اصلی کارخانه

جدول ۲-۷. هزینه سرمایه گذاری تجهیزات اصلی کارخانه

ردیف	شرح تجهیزات	هزینه واحد (میلیون ریال)	تعداد	هزینه کل (میلیون ریال)
۱	سنگ شکن فکی (۱۲ t/h)	۷۰۰	۱	۷۰۰
۲	سنگ شکن مخروطی (۱۲ t/h)	۸۲۰	۱	۸۲۰
۳	کوره کلسیناسیون (۲۰ تنی)	۴۵۰	۱	۴۵۰
۴	سرد	۸	۲	۱۶
۵	آسیای گلوله‌ای (۱۲ t/h)	۱۱۵۰	۱	۱۱۵۰
۶	سیلوی ذخیره (۲۰۰ تنی)	۴۰	۱	۴۰
۷	تانک پالپ لیچ (۴۰ متر مکعب)	۳۰	۲	۶۰
۸	تانک لیچ (۵۰ متر مکعب)	۳۲	۱۰	۳۲۰
۹	میکسر-ستلر	۲۵۰۰	۱	۲۵۰۰
۱۰	سلول الکترووینینگ	۱	۹۰	۹۰
۱۱	آند سربی	۳	۹۰	۲۷۰
۱۲	کاتد آلومینیومی	۱/۵	۹۰	۱۳۵
۱۳	مخزن ذخیره محلول (۲۵۰ متر مکعب)	۴۰	۲	۸۰
۱۴	پمپ ۶ اینچ	۱۸۰	۵	۹۰۰
۱۵	پمپ ۳ اینچ	۸۵	۵	۴۲۵
۱۶	پمپ لجن کش	۹۵	۵	۴۷۵
۱۷	تیکنر	۲۰۰۰۰	۱	۲۰۰۰۰
۱۸	فیلتر پرس	۲۵۰۰	۱۶	۴۰۰۰۰
۱۹	پمپ تیکنر و فیلتر پرس	۳۷۵	۳۲	۱۲۰۰۰
۲۰	تابلو برق‌ها، کابل‌ها (مجموعه)	۹۰۰	۸	۷۲۰۰
۲۱	جرثقیل سقفی	۸۰۰	۸	۶۴۰۰
۲۲	تجهیزات روشنایی	۳۰۰	۷	۲۱۰۰
۲۳	نوار نقاله	۴۵۶	۱	۴۵۶
۲۴	حمل ماشین الات	۱۵۰	۸	۱۲۰۰
۲۵	تابلو برق	۲۵۰	۱	۲۵۰
۲۶	تجهیزات روشنایی	۱۷۰	۱	۱۷۰
۲۷	ترانسفورماتور	۱۶۰۰	۱	۱۶۰۰
۲۸	نصب و راه اندازی (۱۵٪ موارد فوق)	۳۳۶۳۷		۳۳۶۳۷
جمع سرمایه گذاری				۱۳۳۴۴۴



۴-۷ وسایل نقلیه عمومی و حمل و نقل

جدول ۳-۷. وسایل نقلیه عمومی و حمل و نقل

نحوه استهلاک	هزینه کل	تعداد د	هزینه واحد	شرح تجهیزات	ردیف
	میلیون ریال		(میلیون ریال)		
نزولی ٪ ۲۵	۱۶۰۰۰	۲	۸۰۰۰	لودر ۴۷۰ کوماتسو	۱
نزولی ٪ ۲۵	۲۸۰۰	۲	۱۴۰۰	کامیون حمل	۲
مستقیم ۵ ساله	۴۰۰	۱	۴۰۰	تراکتور صنعتی با یدک کش	۳
نزولی ٪ ۲۵	۳۵۰	۱	۳۵۰	خودرو وانت - پیکاپ	۴
نزولی ٪ ۲۵	۶۰۰	۲	۳۰۰	خودرو سواری	۵
نزولی ٪ ۲۵	۴۵۰	۳	۱۵۰	خودرودو دیفرانسیل	۶
نزولی ٪ ۲۵	۵۰۰	۱	۵۰۰	آمبولانس	۷
۲۱۱۰۰		جمع سرمایه گذاری			



۵-۷ هزینه‌های تاسیساتی عمومی

جدول ۷-۴. هزینه‌های تاسیساتی عمومی

ردیف	شرح	مترائز / مقدار	هزینه واحد (میلیون ریال)	هزینه کل (میلیون ریال)
۱	خاکبرداری و تسطیح	۵۰۰	۰/۰۵	۲۵
۲	خیابان کشی و پارکینگ	۲۰۰	۱	۲۰۰
۳	فضای سبز	۷۰۰	۰/۰۳	۲۱
۴	چراغ‌های محوطه (به عدد)	۱۵	۱	۱۵
۵	انبار مواد اولیه	۱۰۰	۳	۳۰۰
۶	آزمایشگاه	۱۰۰	۵	۵۰۰
۷	تاسیسات و تعمیرگاه	۲۰۰	۴	۸۰۰
۸	ساختمان‌های اداری	۱۰۰	۴	۴۰۰
۹	ساختمان‌های رفاهی، سرایداری و اسکان کارکنان	۲۵۰	۴	۱۰۰۰
	جمع سرمایه گذاری			۳۲۶۱

۶-۷ هزینه‌های تجهیزات عمومی

جدول ۷-۵. هزینه‌های تجهیزات عمومی

ردیف	شرح	هزینه (میلیون ریال)
۱	ایجاد تاسیسات لازم جهت تامین آب	۷۰۰
۲	سیستم تصفیه پساب	۷۰۰
۳	اطفاء حریق	۱۵۰
۴	تجهیزات آزمایشگاه (دستگاه اتمیک ، وسایل اندازه گیری ...)	۸۰۰
۵	سیستم ارتباط بیسیم	۵۰۰
۶	سیستم ارتباطی تلفن و فکس	۴۰۰
۷	سایر تاسیسات اضافی غیرمذکور	۱۶۳
	جمع کل	۳۴۱۳



۷-۷ هزینه‌های تاسیساتی کارخانه

میزان سرمایه‌گذاری عملیات ساختمانی صنعتی، نیمه‌صنعتی، غیرصنعتی و تاسیسات مربوطه بر طبق برآوردهای اولیه، به شرح جدول ۶-۷ برآورده شده است.

جدول ۶-۷. هزینه‌های تاسیساتی کارخانه

ردیف	شرح	متر از / مقدار	هزینه واحد (میلیون ریال)	هزینه کل (میلیون ریال)
۱	رмп و دیوار مربوطه	۱۶	۱۰۰	۱۶۰۰
۲	پلتفرم	۳	۲۰۰۰	۶۰۰۰
۳	سوله	۴۸۰۰	۰/۴	۱۹۲۰
۴	آزمایشگاه	۱۰۰	۰/۴۵	۴۵
۵	ساختمان اداری و نگهبانی	۱۰۰	۰/۴	۴۰
۶	استخر آب تازه و آب برگشتی	۱۶	۴۵۰	۷۲۰۰
۷	انبار مواد شیمیایی	۳۰۰	۰/۳۵	۱۰۵
۸	انبار قطعات	۴۸۰	۰/۳۵	۱۶۸
۹	فوندانسیون ماشین آلات	۸	۸۰۰	۶۴۰۰
۱۰	محوطه سازی برای خوراک جهت دیو	۸	۲۵۰	۲۰۰۰
۱۱	جاده سازی و آسفالت	۱	۲۰۰	۲۰۰
۱۲	اتاق برق کارخانه	۸۰۰	۴	۲۸۰۰
۱۳	انبار محصولات	۲۰۰	۳	۶۰۰
۱۴	اتاق برق ترانسفورماتور	۱۶۰۰	۰/۴	۶۴۰
			۳۰۱۱۸	جمع سرمایه گذاری تاسیسات (میلیون ریال)



۸-۷ هزینه‌های قبل از بهره برداری

جدول ۷-۷. هزینه‌های قبل از بهره برداری

هزینه کل (میلیون ریال)	مقدار	هزینه واحد (میلیون ریال)	شرح	ردیف
۴۰۰۰۰	-	۴۰۰۰۰	هزینه طراحی کارخانه و مشاوره و نظارت در نصب و راه اندازی	۱
۸۰	-	۸۰	هزینه لوازم و اثاثیه اداری	۲
۴۰۰۸۰			جمع سرمایه گذاری	

Archive of SID



۹-۷ هزینه‌های پرسنلی برای کارخانه

جدول ۷-۸. هزینه‌های پرسنلی برای کارخانه

ردیف	شرح	تعداد کل	حقوق ماهیانه (میلیون ریال)	هزینه هر پرسنل در سال (میلیون ریال)	هزینه کل سالیانه (میلیون ریال)
۱	مدیر کارخانه	۱	۵۰	۶۰۰	۶۰۰
۲	مدیر مالی و اداری	۱	۱۹	۲۲۸	۲۲۸
۳	حسابدار	۱	۱۵	۱۸۰	۱۸۰
۴	سرپرست اداری	۱	۱۴	۱۶۸	۱۶۸
۵	کارمند اداری	۲	۱۳	۱۵۶	۳۱۲
۶	جانشین مدیر کارخانه	۱	۴۰	۴۸۰	۴۸۰
۷	مهندس فرآوری	۴	۳۰	۳۶۰	۱/۴۴۰
۸	مدیر بازرگانی	۱	۱۸	۲۷۰	۲۷۰
۹	تدارکات	۲	۱۳	۱۳۵	۲۷۰
۱۰	مسئول انبار	۱	۱۲	۹۰	۹۰
۱۱	کارگر انبار	۲	۱۱	۷۵	۱۵۰
۱۲	مدیر آزمایشگاه و کنترل کیفی	۱	۲۸	۳۳۶	۳۳۶
۱۳	تکنسین آزمایشگاه	۳	۱۲	۱۴۴	۴۳۲
۱۴	مدیر فنی	۱	۲۸	۳۳۶	۳۳۶
۱۵	راننده معمولی	۳	۱۰	۱۲۰	۳۶۰
۱۶	راننده کامیون	۲	۱۰	۱۲۰	۲۴۰
۱۷	راننده تراکتور	۱	۱۰	۱۲۰	۱۲۰
۱۸	راننده لودر	۲	۱۰	۱۲۰	۲۴۰
۱۹	مکانیک	۱	۱۰	۱۲۰	۱۲۰
۲۰	جوشکار	۱	۱۰	۱۲۰	۱۲۰
۲۱	کارگر تولید	۳۰	۱۰	۱۲۰	۳/۶۰۰
۲۲	آشپز و کمک	۴	۱۰	۱۲۰	۴۸۰
۲۳	نگهبان - کارگر خدمات	۸	۸	۹۶	۷۶۸
۲۴	بهیار	۱	۱۵	۱۸۰	۱۸۰
	جمع کل	۷۵			۴۸۷۲



۱۰-۷ هزینه‌های مصرفی کارخانه

جدول ۷-۹. هزینه‌های مصرفی کارخانه

ردیف	شرح	واحد مصرف	مصرف	هزینه واحد (میلیون ریال)	هزینه‌های سالیانه (میلیون ریال)
۱	خوراک ورودی معدن	تن	۲۰۰	۰/۹	۵۴۰۰۰
۲	دپا (D2EHPA)	لیتر	۱۰	۳	۹۰۰۰
۳	نفت سفید	لیتر	۳۰	۰/۰۲	۱۳۵
۴	اسید سولفوریک ۹۸٪	تن	۲۵	۱/۶۳	۱۲۲۲۸
۵	آهک	تن	۲۰	۱	۶۰۰۰
۶	آب	متر مکعب بر تن	۳۰	۰/۰۰۴	۳۶
۷	برق	مگاوات ساعت	۱۸۱/۸	۰/۰۰۰۷	۳۸
۸	گلوله	کیلوگرم بر تن	۴۵	۰/۰۰۲	۲۷
۹	غذا	پرس	۶۰	۰/۰۸	۱۴۴۰
۱۰	گازوئیل	لیتر	۱۲۰۰	۰/۰۰۳	۱۰۸۰
۱۱	بنزین	لیتر	۲۰۰	۰/۰۱	۶۰۰
۱۲	روغن	لیتر	۵۰	۰/۰۸	۱۲۰۰
	جمع کل				۸۵۷۸۴



۱۱-۷ هزینه‌های جاری

جدول ۷-۱۰. هزینه‌های جاری

ردیف	شرح	هزینه کل (میلیون ریال)	توضیحات
۱	پرسنلی	۴۸۷۲	-
۲	مصرفی کارخانه	۸۵۷۸۴	-
۳	تعمیر و نگهداری	۸۰۰۷	۶ درصد تجهیزات اصلی
۴	هزینه‌های خودرو و وسایل حمل و نقل	۲۱۱۰۰	-
۵	بیمه	۱۱۷	۱ درصد پرسنلی
۶	هزینه‌های پیش‌بینی نشده	۱۱۹۸۸	۱۰ درصد مجموع هزینه
	جمع کل	۱۳۱۸۶۷	-

۱۲-۷ خلاصه سرمایه گذاری در بخش‌های مختلف کارخانه

جدول ۷-۱۱. خلاصه سرمایه گذاری در بخش‌های مختلف کارخانه

ردیف	شرح	(میلیون ریال)
۱	تجهیزات اصلی کارخانه	۱۳۳۴۴۴
۲	تاسیسات کارخانه	۳۶۷۹۲
۳	وسایل نقلیه عمومی و حمل و نقل	۲۱۱۰۰
۴	هزینه‌های قبل از بهره برداری	۴۰۰۸۰
	جمع سرمایه گذاری ثابت طرح	۲۳۱۴۱۶
۵	سرمایه در گردش	۴۳۹۱۷
	کل سرمایه گذاری	۲۷۵۳۳۳



۱۳-۷ سرمایه در گردش

جدول ۷-۱۲. سرمایه در گردش

ردیف	شرح	هزینه سالانه (میلیون ریال)	دوره گردش در ماه	سرمایه در گردش (میلیون ریال)
۱	پرستلی	۴۸۷۲	۴	۱۶۲۴
۲	هزینه‌های مصرفی	۸۵۷۸۴	۴	۲۸۵۹۵
۳	تعمیر و نگهداری	۸۰۰۷	۴	۲۶۶۹
۴	هزینه‌های خودرو و وسایل جمل و نقل	۲۱۱۰۰	۴	۷۰۳۳
۵	هزینه‌های پیش بینی نشده	۱۱۹۸۸	۴	۳۹۹۶
جمع کل				۴۳۹۱۷

Archive of SID

۷-۱۴ استهلاک

جدول ۷-۱۳. محاسبه استهلاک کارخانه

ردیف	شرح	سال ۰	سال ۱	سال ۲	سال ۳	سال ۴	سال ۵	سال ۶	سال ۷	سال ۸	سال ۹	سال ۱۰	ارزش مانده
۱	تجهیزات اصلی کارخانه	۰	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۱۳۳۴۴	۰
۲	تاسیسات کارخانه	۱۵۹۸۲	۱۳۹۰	۱۵۱۱	۱۶۴۲	۱۷۸۵	۱۹۴۰	۲۱۰۹	۲۲۹۲	۲۴۹۱	۲۷۰۸	۲۹۴۳	۳۶۷۹۲
۳	وسایل نقلیه عمومی و حمل و نقل (لودر، بولدوزر، گریدر، خودرو ها)	۱۵۵۲۵	۵۱۷۵	۵۱۸	۶۹۱	۹۲۱	۱۲۲۸	۱۶۳۷	۲۱۸۳	۲۹۱۱	۳۸۸۱	۵۱۷۵	۲۰۷۰۰
۴	وسایل نقلیه عمومی و حمل و نقل (تراکتور صنعتی یا پدگش)	۴۳	۱۱	۱۳	۱۷	۲۱	۲۶	۳۳	۴۱	۵۱	۶۴	۸۰	۴۰۰
۵	هزینه‌های قبیل از بهره برداری	۰	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۴۰۰۸	۰
۶	سرمایه گذاری	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲۳۱۴۱۶
۷	سرمایه در گردش	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۴۴۹۱۷
	جمع	۳۱۵۵۰	۲۳۹۲۸	۱۹۳۹۵	۱۹۷۰۲	۲۰۰۷۹	۲۰۵۴۶	۲۱۱۲۱	۲۱۸۶۸	۲۲۸۰۶	۲۴۰۰۵	۲۴۲۹۶	۲۷۵۲۳۲

با توجه به نتایج جدول ۷-۱۳ مقدار متوسط استهلاک سالیانه برابر ۲۳۸۱۶ میلیون ریال می باشد.



۷-۱۵ محاسبات اقتصادی طرح به روش D.C.F (ارقام به میلیون ریال)

جدول ۷-۱۴. محاسبات اقتصادی طرح به روش D.C.F

ردیف	شرح	واحد	سرمایه گذاری سال صفر	سال ۱	سال ۲	سال ۳	سال ۴	سال ۵	سال ۶	سال ۷	سال ۸	سال ۹	سال ۱۰	ارزش مانده
۱	میزان تولید شمش روی	تن		۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	۵۵۰۰	
۲	ارزش فروش یک تن شمش	میلیون ریال		۶۵	۶۵	۶۵	۶۵	۶۵	۶۵	۶۵	۶۵	۶۵	۶۵	
۳	درآمد حاصل از فروش سالیانه	میلیون ریال		۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	۳۵۵۳۰۰	
۴	هزینه های جاری سالیانه	میلیون ریال		۱۳۱۸۶۷	۱۴۵۰۵۴	۱۵۹۵۵۹	۱۷۵۵۱۵	۱۹۲۰۶۶	۲۱۲۲۷۲	۲۳۲۶۱۰	۲۵۶۹۷۱	۲۸۲۶۶۹	۳۱۰۹۳۵	
۵	هزینه های استهلاک سالیانه	میلیون ریال		۲۰۲۹۶	۲۰۰۶۰	۱۹۸۴۴	۱۹۶۴۴	۱۹۴۶۱	۱۹۲۹۲	۱۹۱۲۷	۱۸۹۹۴	۱۸۸۶۳	۱۸۷۴۲	۲۱۵۵۰
۶	درآمد مشمول مالیات	میلیون ریال		۱۹۷۸۸۲	۱۸۶۲۴۱	۱۷۲۹۳۵	۱۵۷۹۱۷	۱۴۱۱۰۲	۱۲۳۳۸۰	۱۰۱۶۱۱	۷۸۶۲۷	۵۳۳۳۶	۲۵۲۱۹	
۷	مالیات	میلیون ریال		۴۹۴۷۱	۴۶۵۶۰	۴۲۲۳۴	۳۹۴۷۹	۳۵۲۷۶	۳۰۵۹۵	۲۵۴۰۳	۱۹۶۵۷	۱۳۳۰۹	۶۳۰۵	
۸	جمع کسورات	میلیون ریال		۲۰۶۸۸۸	۲۱۵۶۱۹	۲۲۵۵۹۹	۲۳۶۸۶۳	۲۴۹۴۷۳	۲۶۲۵۱۵	۲۷۹۰۹۲	۲۹۶۳۳۰	۳۱۵۲۷۳	۳۳۶۳۸۶	
۹	تقدیرسیده	میلیون ریال		۱۴۸۴۱۲	۱۳۹۶۸۱	۱۲۹۷۰۱	۱۱۸۴۳۷	۱۰۵۸۲۷	۹۱۷۸۵	۷۶۲۰۸	۵۸۹۷۰	۳۹۹۲۷	۱۸۹۱۴	
۱۰	تقدیرفته	میلیون ریال	۲۱۹۲۵۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۲۷۵۲۳۲
۱۱	جریان نقدینگی	میلیون ریال	-۲۱۹۲۵۰	۱۴۸۴۱۲	۱۳۹۶۸۱	۱۲۹۷۰۱	۱۱۸۴۳۷	۱۰۵۸۲۷	۹۱۷۸۵	۷۶۲۰۸	۵۸۹۷۰	۳۹۹۲۷	۱۸۹۱۴	۲۰۶۸۸۳

جدول ۷-۱۵. خلاصه مطالعات اقتصادی طرح

ردیف	عنوان	میلیون ریال/درصد
۱	قیمت تمام شده بر اساس شمش تولیدی	۵۱/۶۲
۲	مالیات متوسط سالیانه	۳۰۹۲۹
۳	نرخ بازگشت داخلی سرمایه	۳۸/۳۶
۴	دوره بازگشت سرمایه	۱ سال و ۴ ماه
۵	سود متوسط سالیانه	۷۱۳۶۳
	سود متوسط هر تن محصول	۱۲/۹۸

فصل هشتم

نتایج و پیشنهاد

Archive of SID



با توجه به مطالعات کانی شناسی، کانی‌های اصلی روی همی‌مورفیت و اسمیت‌زونیت و کالکوفانیت هستند و پیش بینی می‌شود که لیچینگ اسیدی همی‌مورفیت و اسمیت‌زونیت مشابه باشند ولی در مورد کالکوفانیت به دلیل حضور منگنز چهار ظرفیتی در ساختارش، سرعت انحلال خیلی پایین باشد.

۱- با توجه به کانی‌های همراه کانی‌های روی، گانگ‌های مصرف کننده اسید مانند کلسیت و دولومیت در کانسنگ مقدار قابل توجهی داشته و با توجه به انتخاب احتمالی فرآیند لیچینگ اسیدی، مصرف اسید بالا خواهد بود.

۲- ترکیب کانی شناسی تعیین شده نشان می‌دهد که در فرآیند لیچینگ اسیدی کانسنگ مهدی‌آباد، مشکلات فرآیندی زیر ممکن است پیش بیایند:

✓ تولید ژل سیلیسی با توجه به مقدار همی‌مورفیت (توجه شود که سیلیس مربوط به کوارتز مشکلی ایجاد نمی‌کند چون اساساً در اسید سولفوریک حل نمی‌شود)

✓ ورود ناخالصی‌های آهن و منگنز به داخل محلول باردار لیچ به میزان بالا که علاوه بر مصرف اسید باعث ایجاد مشکلات خالص سازی برای مراحل بعد از لیچینگ می‌شود.

۳- عدم امکان به کارگیری روش‌های پیش تغلیظ به دلیل راندمان پایین و نداشتن توجیه اقتصادی

۴- با استفاده از روش ثقلی (میز لرزان) کنسانتره‌ای با عیار روی و آهن بترتیب ۱۲/۴۹ و ۲۲/۳۴ درصد بدست آمد. توزیع روی و آهن نیز بترتیب ۱۹/۲۸ و ۱۶/۵۶ درصد بوده است. با افزایش اندکی عیار روی نسبت به خوراک، عیار آهن هم افزایش یافته است. بنابراین روش میز لرزان برای جدایش مناسب نیست.

۵- با استفاده از روش ثقلی (مولتی گراویتی) نیز کنسانتره‌ای از روی با عیار ۱۰/۰۴ درصد و آهن ۲۰/۶۶ درصد بدست آمد. در این آزمایش نیز مانند میز لرزان افزایش عیارهای دو فلز نسبت به خوراک اندک و مشابه هم بوده است. درصد توزیع فلز نیز بترتیب برای روی و آهن ۸۲/۳۸ و ۷۸/۷۴ درصد می‌باشد. این روش نیز برای پرعیارسازی کانسنگ روی مهدی‌آباد مناسب نیست.



۶- سومین روش بکار رفته برای پرعیار سازی نمونه مورد نظر روش مغناطیسی خشک برای دو دانه بندی ۲۱۰+۳۰۰- و ۱۵۰-۲۱۰+ میکرون بوده است. در این روش از ۴ شدت میدان ۲۲۰۰، ۴۰۰۰، ۷۵۰۰ و ۱۲۰۰۰ گوس برای جدایش کانیهای حاوی آهن و روی از یکدیگر مورد استفاده قرار گرفت. بهترین نتیجه برای بخش دانه بندی ۲۱۰+۳۰۰- میکرون و با شدت میدان ۷۵۰۰ گوس بدست آمد. عیار روی و آهن محصول غیر مغناطیسی بترتیب ۱۴/۲۹ و ۱۲/۷۳ درصد می باشد. ولی توزیع روی و آهن در محصول غیر مغناطیسی نیز بترتیب ۶/۲۳ و ۲/۲۱ درصد می باشد که نشان دهنده نزدیک بودن این دو عدد به یکدیگر و عدم جدایش مناسب کانیهای روی و آهن بوده است. درصد توزیع آهن در محصول مغناطیسی برابر ۹۷/۷۹ درصد می باشد.

۷- در روش جدایش مغناطیسی تر، تعداد ۳ آزمایش روی نمونه ۱۰۶- میکرون با شدت میدان های ۹۰۰۰، ۱۵۰۰ و ۱۷۵۰۰ گوس انجام شد. نتایج این قسمت نیز بیانگر عدم جدایش مناسب کانیهای آهن و روی از یکدیگر می باشد بطوریکه بهترین نتیجه در این قسمت برای شدت میدان ۱۷۵۰۰ گوس در محصول غیر مغناطیسی با عیار روی و آهن بترتیب ۱۱/۵۵ و ۱۴/۳۹ درصد بدست آمد. درصد توزیع فلز روی و آهن نیز در محصول غیر مغناطیسی بترتیب ۵۴/۶۲ و ۳۹/۲۵ درصد می باشد.

۸- در روش فلوتاسیون از دو حالت فلوتاسیون مستقیم (شناورسازی کانیهای حاوی روی) و فلوتاسیون معکوس (شناورسازی کانیهای حاوی آهن و بازداشت کانیهای روی) بهره گرفته شد. نامناسب ترین نتایج میان تمام آزمایشهای انجام شده در این فصل برای آزمایشهای فلوتاسیون بدست آمده است، بگونه ای که جدایش محسوسی بین کانیهای مذکور بوجود نیامد.

۹- با توجه به عدم کاربرد روشهای پیش تغلیظ (ثقلی، مغناطیسی و فلوتاسیون) برای کانسنگ روی مهدی آباد پیشنهاد می گردد در فاز سوم طرح، از روش لیچینگ با اسید (ترجیحاً سولفوریک)، انحلال کانیهای روی و آهن و در نهایت ترسیب انتخابی آهن در محلول لیچ قبل از



فیلتراسیون پالپ با روشهای مختلف ترسیب بهره برد. با اینکار برآورد می شود غلظت آهن در محلول سولفات روی ($ZnSO_4$) به مقدار مجاز آن تقلیل یابد.

۱۰- شرایط بهینه برای تکلیس نمونه روی بصورت زیر می باشد: دانه بندی خوراک: ۱۰mm-، دمای تکلیس: ۵۰۰ درجه و زمان تکلیس: ۶۰ دقیقه.

۱۱- با طراحی آزمایش توسط نرم افزار DX7 و روش CCD حالت بهینه لیچینگ اسیدی خاک سیلیکاته روی بصورت ذیل می باشد: درصد جامد پالپ: ۳۰، غلظت وزنی اسید سولفوریک: ۲۲/۰۵ درصد و دمای لیچینگ: ۴۵ درجه سانتیگراد.

۱۲- سایر شرایط ثابت برای عملیات لیچینگ اسیدی روی بصورت زیر می باشد: زمان لیچینگ: ۲ ساعت، pH کمتر از ۲، سرعت همزن مغناطیسی: ۵۰۰ rpm.

۱۳- تحت شرایط بهینه فوق محلولی از سولفات روی با غلظت روی ۸/۳ گرم بر لیتر و بازیابی ۸۳/۸۱ درصد حاصل شده است.

۱۴- با انجام عملیات خنثی سازی و ترسیب ناخالصی ها (آهن و منگنز) توسط آهک مشاهده شده است که غلظت ناخالصی آهن و منگنز بترتیب ۹۹ و ۲۲ درصد کاهش یافته است ولی در عوض حدود ۱۱ درصد از غلظت سولفات روی نیز به کیک لیچ راه یافته است.

۱۵- در فرآیند تصفیه محلول حاصل از لیچینگ به روش استخراج با حلال آلی (SX) از D2EHPA به عنوان حلال آلی، کروزین یا نفت سفید به عنوان رقیق کننده و سود به عنوان تنظیم کننده pH محلول آبی استفاده شد.

۱۶- غلظت حلال آلی در رقیق کننده برابر با ۳۰ درصد، pH بهینه محلول آبی برابر با ۲/۵، تعداد مراحل استخراج دو مرحله و نسبت حجمی فاز آبی به آلی در هر مرحله ۲ به ۱ در نظر گرفته شد.

۱۷- بازیابی فرآیند استخراج در حالت بهینه ۸۸/۵ درصد است که طی دو مرحله استخراج بدست می آید. بازیابی مرحله شستشو نیز ۹۳ درصد اندازه گیری شد.



۱۸- میزان انتقال یون آهن و منگنز به فاز آلی در فرآیند استخراج و نهایتاً شستشو کم بوده و در نتیجه الکترولیت نهایی حاصل از شستشوی فاز آلی باردار برای الکترووینینگ مناسب بوده و با آنالیز عنصری آن مشخص شد که محدوده مجاز عناصر مزاحم در آن رعایت شده است.

۱۹- با در نظر گرفتن مدار خردایش-انحلال اسیدی-استخراج با حلال و الکترووینینگ جهت تولید شمش روی با عیار ۹۹/۹۷ درصد به مقدار ۷۰۰۰ تن در سال (۲۳/۳۳ تن در روز) از خاک روی سیلیکاته مهدی آباد با عیار ۹/۷۹ درصد و تناژ ۳۰۰ تن در روز، مشاهده می گردد که با بازیابی نهایی ۷۹/۴۲ درصد تولید شمش روی از لحاظ اقتصادی بصره می باشد. مشاهده می شود که سود متوسط سالیانه و سود متوسط هر تن شمش روی بترتیب برابر ۲۰۲۷۵۹ و ۲۸/۹۷ میلیون ریال می باشد.

Archive of SID



پیوست ۱- آنالیز XRF

درخواست کننده: دانشگاه تربیت مدرس
نشانی: تهران خ جلال آل احمد
نام قطعه یا نمونه: نمونه خاک با کد SZ1
شماره مرجع مشتری:
تاریخ: ۱۳۹۲/۱/۱۳
شماره پیگیری: ۳۵۵۹-۱
شماره ویرایش: ۰
تاریخ دریافت نمونه: ۱۳۹۲/۱/۰۲
تاریخ تایید مالی: ۱۳۹۲/۱/۰۸
تاریخ انجام آزمون: ۱۳۹۲/۱/۰۹
شرایط محیطی آزمایشگاه: دما: 25°C رطوبت: ۳۰٪ پیوست:
نمونه گیری توسط مشتری انجام گرفته است.
صفحه: ۱ از ۴

آزمون تعیین ترکیب شیمیایی به روش XRF

استاندارد مرجع آزمون: ASTM E 1621-05

آماده سازی نمونه: با خریدایش بدون خریدایش

نتیجه حاصل از آنالیز شیمیایی نمونه ارسالی به وسیله دستگاه XRF بر اساس درصد وزنی عناصر و ترکیبات تشکیل دهنده به شرح زیر است:

ترکیب	درصد وزنی	ترکیب	درصد وزنی	ترکیب	درصد وزنی	ترکیب	درصد وزنی
MgO	2.5	Al ₂ O ₃	5.1	SiO ₂	20.3	K ₂ O	0.76
CaO	8.0	MnO	7.3	Fe ₂ O ₃	29.7	ZnO	16.9
PbO	1.7	L.O.I	7.76	La&Lu	<1	-	-

توضیحات

- آنالیز بصورت نیمه کمی (Semi Quantitative) انجام شده است.
- میزان درصد وزنی عناصر ردیف اول جدول تناوبی به روش XRF در این مرکز قابل شناسایی نمی باشد.
- جهت اندازه گیری L.O.I (وزن از دست رفته)، نمونه به مدت یک ساعت در دمای 900°C قرار گرفت.

صرفاً جهت اطلاع



پیوست ۲- آنالیز XRD

تاریخ: ۱۳۹۷/۱/۳
 شماره پیگیری: ۳۵۴۹-۱
 شماره ویرایش: ۰
 تاریخ دریافت نمونه: ۱۳۹۷/۱/۰۲
 تاریخ تایید مالی: ۱۳۹۷/۱/۰۸
 تاریخ انجام آزمون: ۱۳۹۷/۱/۰۸
 صفحه: ۳ از ۴

درخواست کننده: دانشگاه تربیت مدرس
 نشانی: تهران، خ جلال آل احمد
 نام قطعه یا نمونه: نمونه خاک با کد SZ1
 شماره مرجع مشتری:

شرایط محیطی آزمایشگاه: دما: 25°C : رطوبت: ۳۷٪ : پیوست:
 نمونه گیری توسط مشتری انجام گرفته است

آزمون تعیین ترکیب شیمیایی به روش XRD

استاندارد مرجع آزمون: BS EN 13925-1: 2003

آماده سازی نمونه: با خردایش بدون خردایش
 نوع لامپ: Cu ولتاژ: 40 kV جریان: 30 mA
 Counting time: 0.5 sec Step Size: 0.05° 2θ: 4-70°

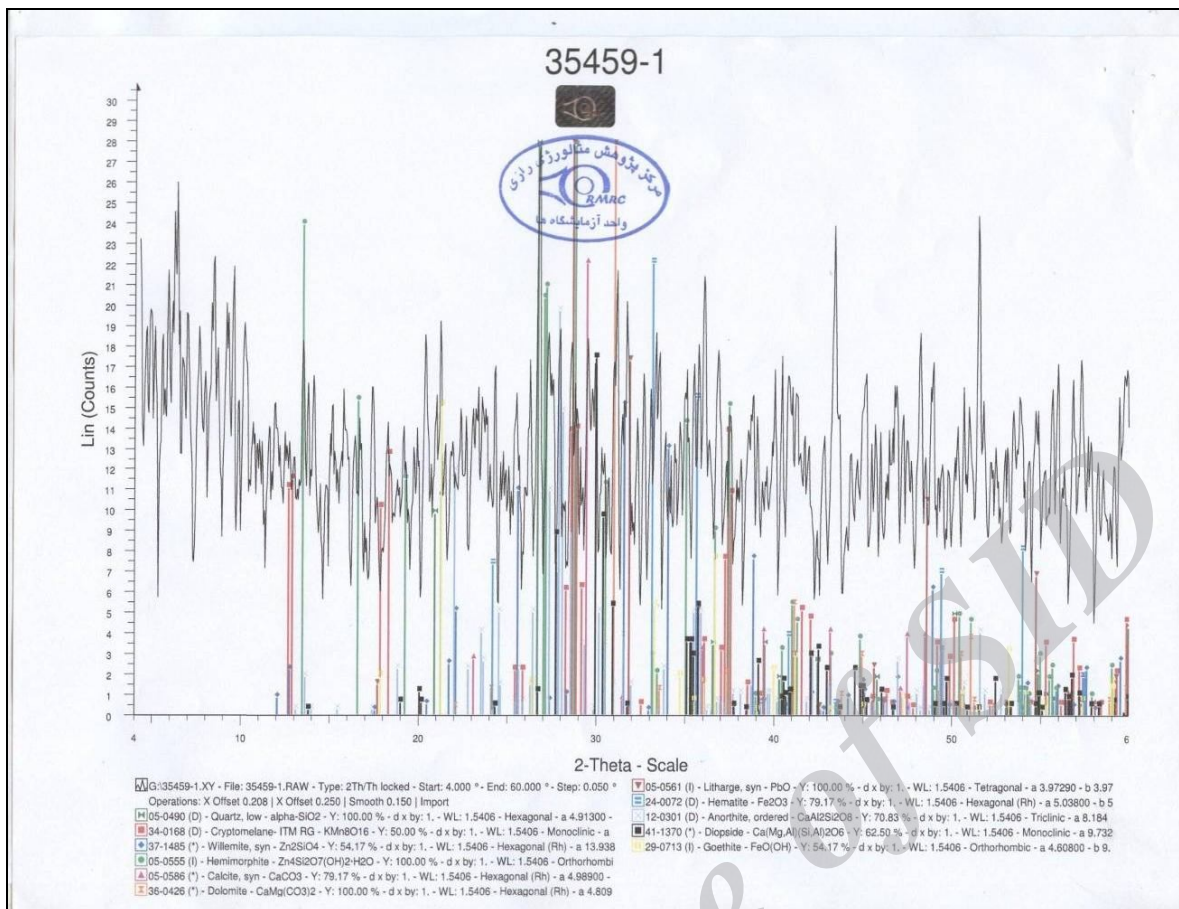
با بررسیهای انجام شده به روش XRD بر روی نمونه ارسالی نتایج حاصل به شرح زیر میباشد:

- | | |
|-----------------|--|
| 1. Quartz | SiO ₂ |
| 2. Hematite | Fe ₂ O ₃ |
| 3. Goethite | FeO(OH) |
| 4. Willemite | Zn ₂ SiO ₄ |
| 5. Hemimorphite | Zn ₄ Si ₂ O ₇ (OH) ₂ .H ₂ O |
| 6. Calcite | CaCO ₃ |
| 7. Cryptomelane | K(Na)Mn ₈ O ₁₆ |
| 8. Dolomite | CaMg(CO ₃) ₂ |
| 9. Feldspar | |
| 10. Pyroxene | |

توضیحات

- طیف XRD نمونه شیمیایی میباشد.

صرفاً جهت اطلاع



Archive

پیوست ۳- مطالعات میکروسکوپی نمونه

چکیده:

به طور کلی از لحاظ کانی‌شناسی کانه‌های فلزی در مقاطع صیقلی مطالعه شده شامل کانی‌های آهن (عمدتاً هماتیت و گوتیت)، کانی‌های منگنز-روی (کالکوفانیت، هتائرولیت (Hetaerolite) با فرمول $ZnMn_2O_4$ ، کانی‌های منگنز (پیرولولوزیت، هاسمونیت) و کانی‌های روی (همی‌مورفیت/مشخص شده در مطالعات XRD) هستند.

کانی‌های روی که در مطالعات میکروسکوپی بارز و مشخص هستند شامل کالکوفانیت و فازهای منگنز-روی هستند. این کانی‌ها عمدتاً به همراه اکسیدهای آهن و منگنز و درگیر با آنها هستند. کانی کالکوفانیت به دلیل تشکیل بلورهای شعاعی و انیزوتروپی شدید کاملاً مشخص است.

کانی‌های غیرفلزی روی (همی‌مورفیت/شناسایی شده در آنالیز XRD) به دلیل دارا نبودن ویژگی‌های فلزی در مقاطع قابل شناسایی نبودند. برای شناسایی این کانی‌ها از محلول زینکیت (A و B) استفاده گردید که پس از برهم کنش این دو محلول کانی‌های روی رنگ قرمز خونی به خود گرفته و قابل شناسایی هستند. خطاهای احتمالی در محاسبه درجه آزادی در این روش یکی شامل رنگ نگرفتن احتمالی تعداد کمی از کانی‌های روی و دیگری مشابهت اکسیدهای آهن با رنگ قرمز حاصل از محلول زینکیت بر کانی‌های روی است. اگرچه در تصاویر میکروسکوپی کاملاً مشخص است که کانی‌های آهن قرمز متمایل به قهوه‌ای بوده ولی کانی‌های روی پس از تاثیر محلول زینکیت رنگ قرمز خونی دارند. ولی به هر حال بایستی مدنظر قرار گیرند.

کانی‌های آهن‌دار عمدتاً به صورت بلورهای آزاد و همچنین درگیر با اکسیدهای منگنز و اکسیدهای منگنز-روی هستند. این کانی‌ها گاهی با گانگ و سیلیکات‌های روی نیز درگیر می‌باشند.



نگاره ۱: محلول زینکیت استفاده شده برای تشخیص کانی‌های روی

(شامل دو محلول زینکیت A و B)

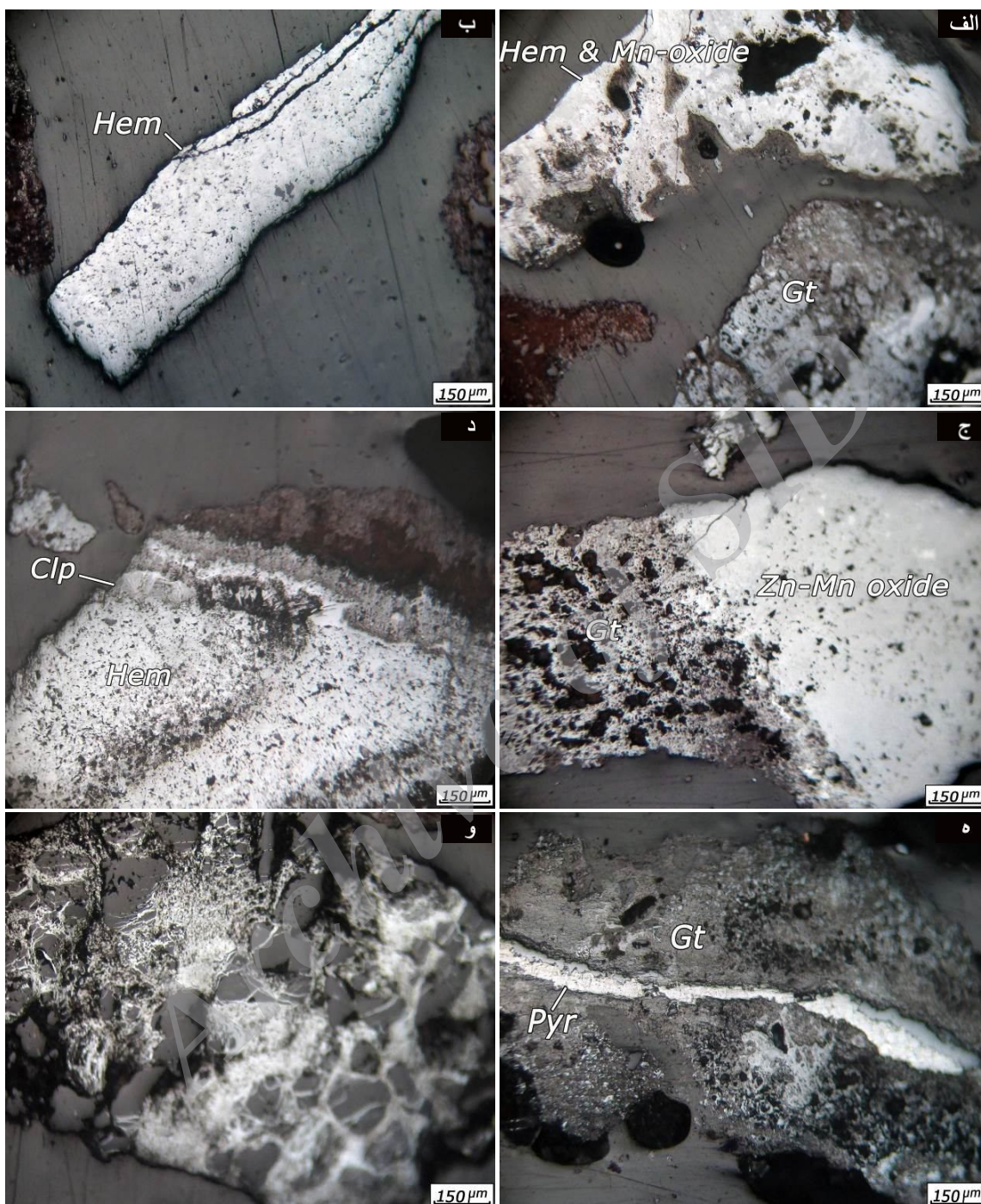


۵۰۰+ میکرون:

در این نمونه کانی روی به صورت بلور آزاد دیده نشد.

کانی‌های اکسیدی آهن عموماً به صورت درگیر با اکسیدهای منگنز-روی، درگیر با گانگ و درگیر با اکسیدهای منگنز هستند.

درجه آزادی کانی‌های روی (کانی‌های ثانویه روی/اکسید، سیلیکات، کربنات)		
درصد کانی روی از کل بلور	تعداد بلور شمارش شده	سهم کانی روی (ستون ۱×ستون ۲)
10%	10	1
20%	5	1
30%	3	0.9
40%	3	1.2
50%	1	0.5
60%	1	0.6
70%	1	0.7
80%	-	-
90%	1	0.9
100%	-	-
جمع کل		
درجه آزادی	Degree of liberate= 0	



نگاره ۲: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع +500 الف) کانی‌های آهن (هماتیت و گوتیت) به صورت درگیر با اکسیدهای منگنز و گانگ. ب) هماتیت به صورت کانی آزاد در مقطع. ج) درگیری گوتیت با اکسید روی-منگنز (کانی احتمالاً هتائرولیت). د) کالکوفانیت به صورت شعاعی در حاشیه هماتیت. ه) رگچه پیرولوسیت که گوتیت به همراه گانگ را قطع کرده است. و) کانی‌های آهن و منگنز به صورت رگچه‌ای (پرسی).

(Hem= Hematite, Gt= Goethite, Clp= Chalcophanite, Pyr= Pyrolusite)



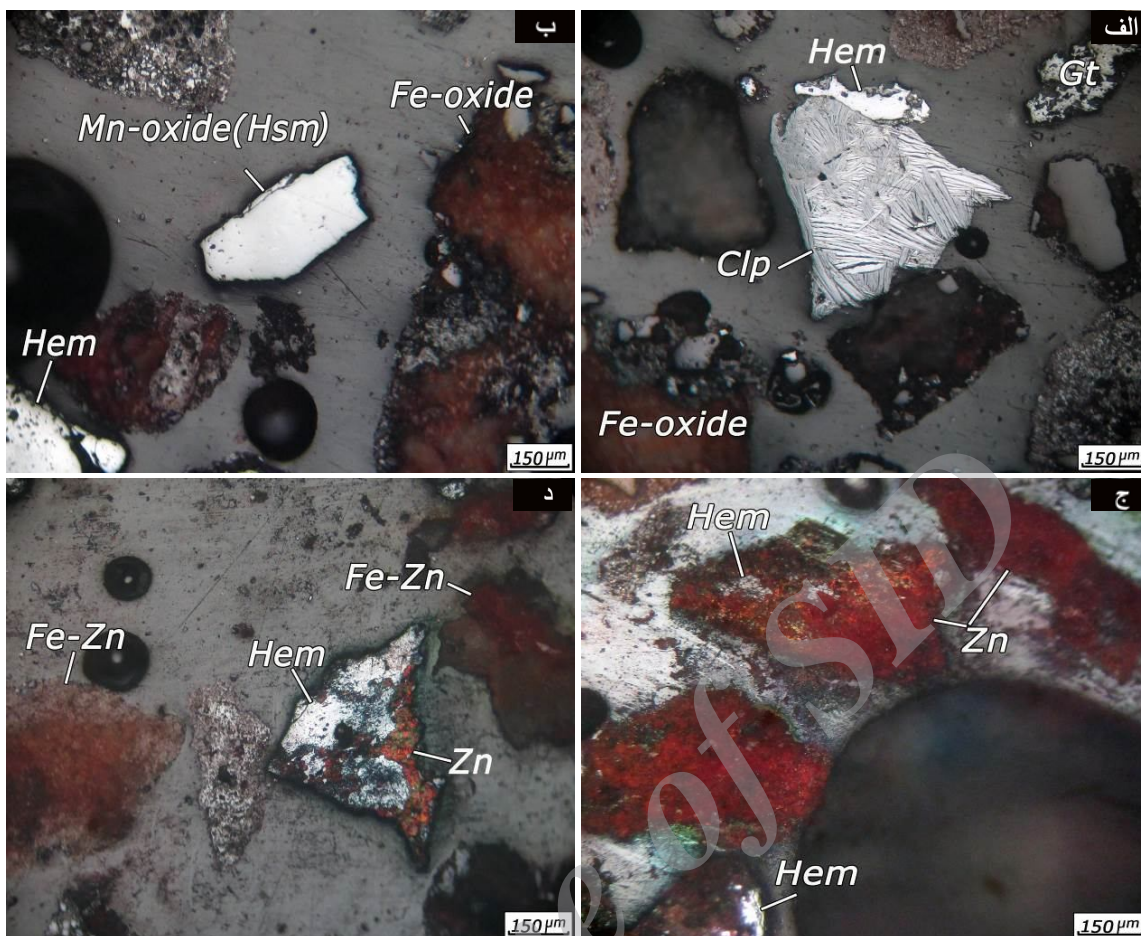
۲۵۰+ میکرون:

این نمونه نیز از لحاظ کانی‌شناسی مشابه نمونه قبل می‌باشد.

کانی‌های آهن به صورت آزاد، درگیر با کانی‌های روی و همچنین درگیر با گانگ حضور دارند.

کانی‌های روی در دو تصویر پس از تأثیر محلول زینکیت با رنگ قرمز خونی دیده می‌شوند

درجه آزادی کانی‌های روی (کانی‌های ثانویه روی/اکسید، سیلیکات، کربنات)		
درصد کانی روی از کل بلور	تعداد بلور شمارش شده	سهم کانی روی (ستون ۱×ستون ۲)
10%	5	0.5
20%	8	1.6
30%	9	2.7
40%	2	0.8
50%	6	3
60%	1	0.6
70%	3	2.1
80%	2	1.6
90%	2	1.8
100%	2	2
جمع کل		16.7
درجه آزادی	Degree of liberate= (2/16.7)×100=11.97%	



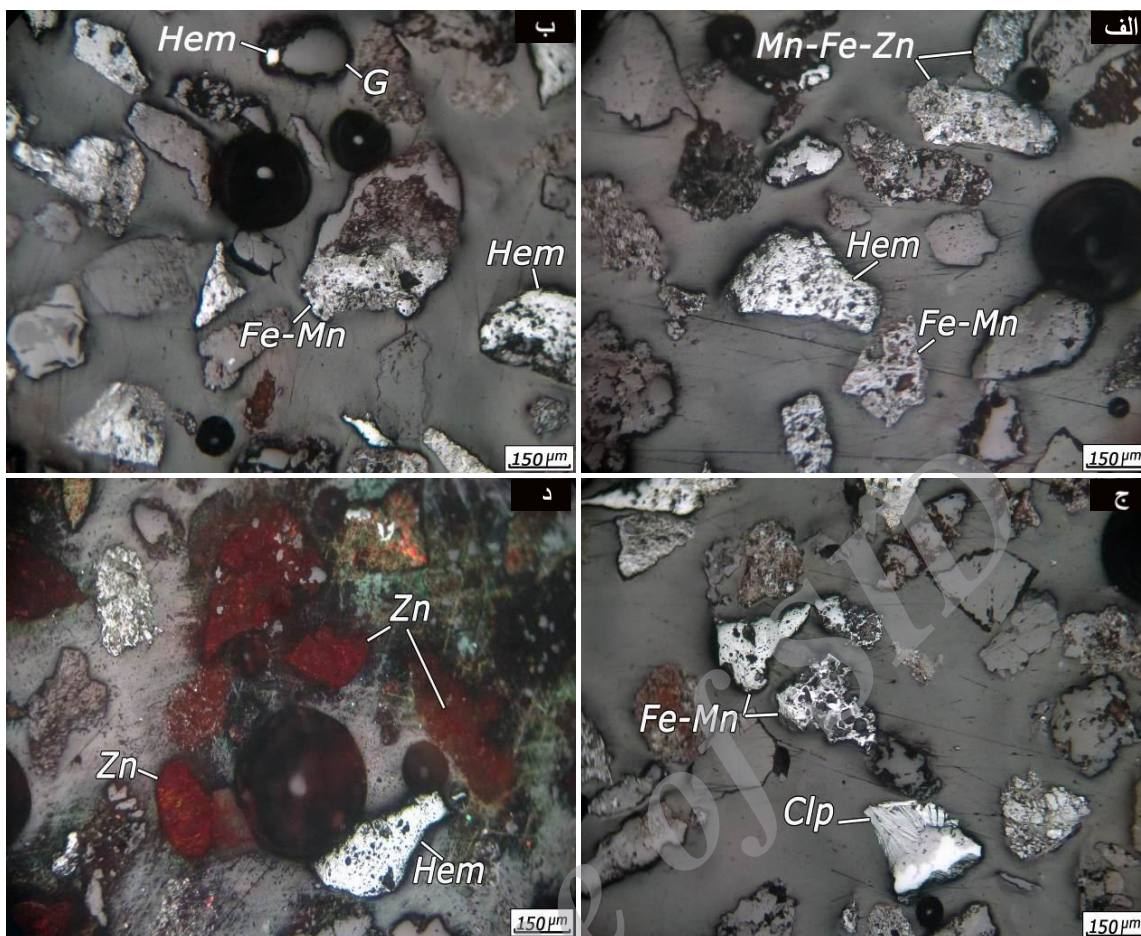
نگاره ۳: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع +250 (الف) کانی کالکوفانیت به صورت شعاعی و درگیر با هماتیت. (ب) کانی‌های منگنز و اکسیدهای آهن به رنگ قهوه‌ای تیره. (ج) کانی‌های روی درگیر با هماتیت که پس از تاثیر محلول زینکیت به رنگ قرمز در آمده است. (د) نمایی از کانی‌های روی درگیر با هماتیت و همچنین روی درگیر با آهن.

(Hem= Hematite, Gt= Goethite, Clp= Chalcophanite, Hms= Hausmannite, Zn= Zn minerals, Fe= Fe Minerals)



درجه آزادی کانی‌های روی (کانی‌های ثانویه روی/اکسید، سیلیکات، کربنات)		
درصد کانی روی از کل بلور	تعداد بلور شمارش شده	سهم کانی روی (ستون ۱×ستون ۲)
10%	13	1.3
20%	7	1.4
30%	9	2.7
40%	4	1.6
50%	10	5
60%	4	2.4
70%	5	3.5
80%	6	4.8
90%	7	6.3
100%	21	21
جمع کل		50
درجه آزادی	Degree of liberate= $(21/50) \times 100 = 42\%$	

Archive of SID



نگاره ۴: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع +125 الف) هماتیت، کانی‌های آهن-منگنز و همچنین آهن-منگنز و روی. ب) بلورهای ریز آهن و آهن-منگنز به صورت درگیر با گانگ. ج) کالکوفانیت به صورت شعاعی کانی‌های آهن-منگنز. به همراه این کانی‌ها کانی روی نیز حضور دارد که شبیه کانی‌های غیرفلزی با رنگ خاکستری تیره بوده و تشخیص آن غیرممکن است. د) نمایی از کانی‌های روی پس از رنگ‌آمیزی که در این بخش آزاد هستند.

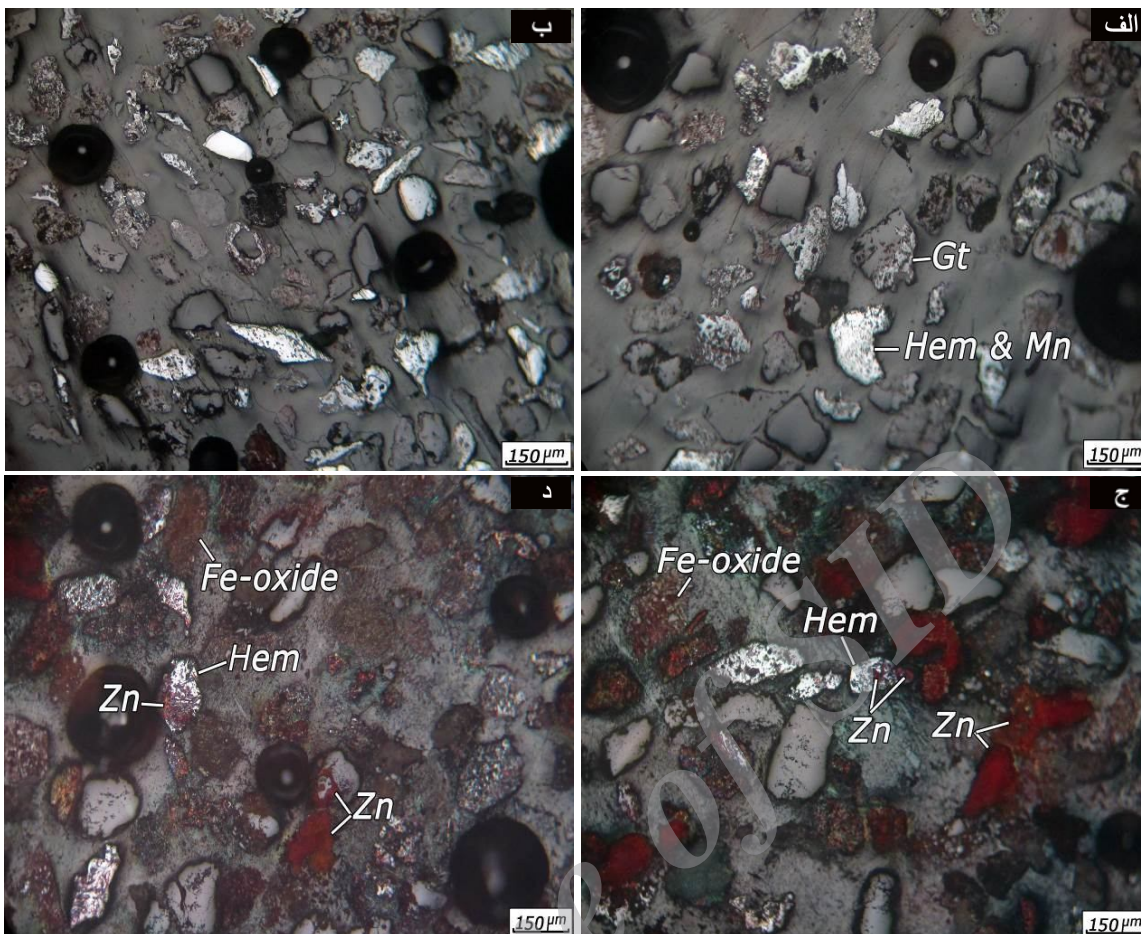
(Hem= Hematite, Clp= Chalcophanite, Mn= Mn Minerals, Zn= Zn minerals, Fe= Fe Minerals)



90+ میکرون:

کانی شناسی این نمونه نیز مشابه نمونه‌های قبل است. فقط سهم کانی‌های روی به سمت ذرات ریزتر بیشتر می‌شود.

درجه آزادی کانی‌های روی (کانی‌های ثانویه روی/اکسید، سیلیکات، کربنات)		
درصد کانی روی از کل بلور	تعداد بلور شمارش شده	سهم کانی روی (ستون ۱×ستون ۲)
10%	11	1.1
20%	5	1
30%	4	1.2
40%	5	2
50%	11	5.5
60%	3	1.8
70%	6	4.2
80%	2	1.8
90%	5	4.5
100%	41	41
جمع کل		64.1
درجه آزادی	Degree of liberate= $(41/64.1) \times 100 = 63.96\%$	



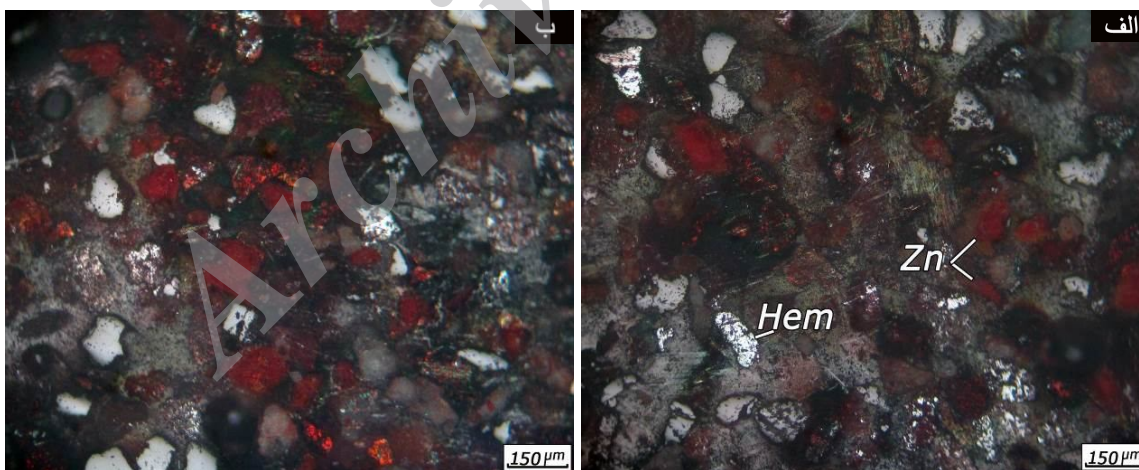
نگاره ۵: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع +90 (الف و ب) کانی هماتیت و گوتیت عمدتاً آزاد و گاهی درگیر با گانگ. در این مقطع به دلیل ریزبودن ذرات تفکیک کانی‌های منگنز از آهن دار ممکن نیست. تصاویر قبل از تست محلول زینکیت هستند. اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن با رنگ متمایل به قهوه‌ای در نمونه مشخص هستند. ج و د) تصاویر پس از استفاده از محلول زینکیت و تأثیر آن بر روی کانی‌های روی. کانی‌های روی عمدتاً آزاد بوده و گاهی به صورت درگیر با هماتیت، اکسید و هیدروکسیدهای آهن و همچنین گانگ می‌باشند.

(Hem= Hematite, Gt= Goethite, Mn= Mn Minerals, Zn= Zn minerals, Fe= Fe Minerals)

75+ میکرون:

در این نمونه نیز اغلب کانی‌های روی آزاد هستند. به همراه کانه‌های روی ذرات قهوه‌ای رنگ اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن در مقادیر کم دیده می‌شود که درجه آزادی کانی روی را کاهش می‌دهند. ذرات ریزی از گانگ نیز با کانی‌های روی درگیر هستند.

درجه آزادی کانی‌های روی (کانی‌های ثانویه روی/اکسید، سیلیکات، کربنات)		
درصد کانی روی از کل بلور	تعداد بلور شمارش شده	سهم کانی روی (ستون ۱×ستون ۲)
10%	7	0.7
20%	6	1.2
30%	6	1.8
40%	5	2
50%	7	3.5
60%	3	1.8
70%	4	2.8
80%	3	2.4
90%	2	1.8
100%	49	49
جمع کل		67
درجه آزادی	Degree of liberate= $(49/67) \times 100 = 73.13\%$	



نگاره ۵: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع 75+: الف) کانی‌های قرمز رنگ (کانی‌های روی) به همراه کانی‌های آهن نظیر هماتیت (رنگ سفید روشن). در این تصویر ذرات قهوه‌ای رنگ اکسیدهای آهن نیز دیده می‌شود که درون آن کانی‌های روی با رنگ قرمز و درگیر با اکسید و هیدروکسیدهای آهن دیده می‌شوند. ب) تجمعی از کانی‌های روی عمدتاً آزاد به همراه قطعانی از گانگ.



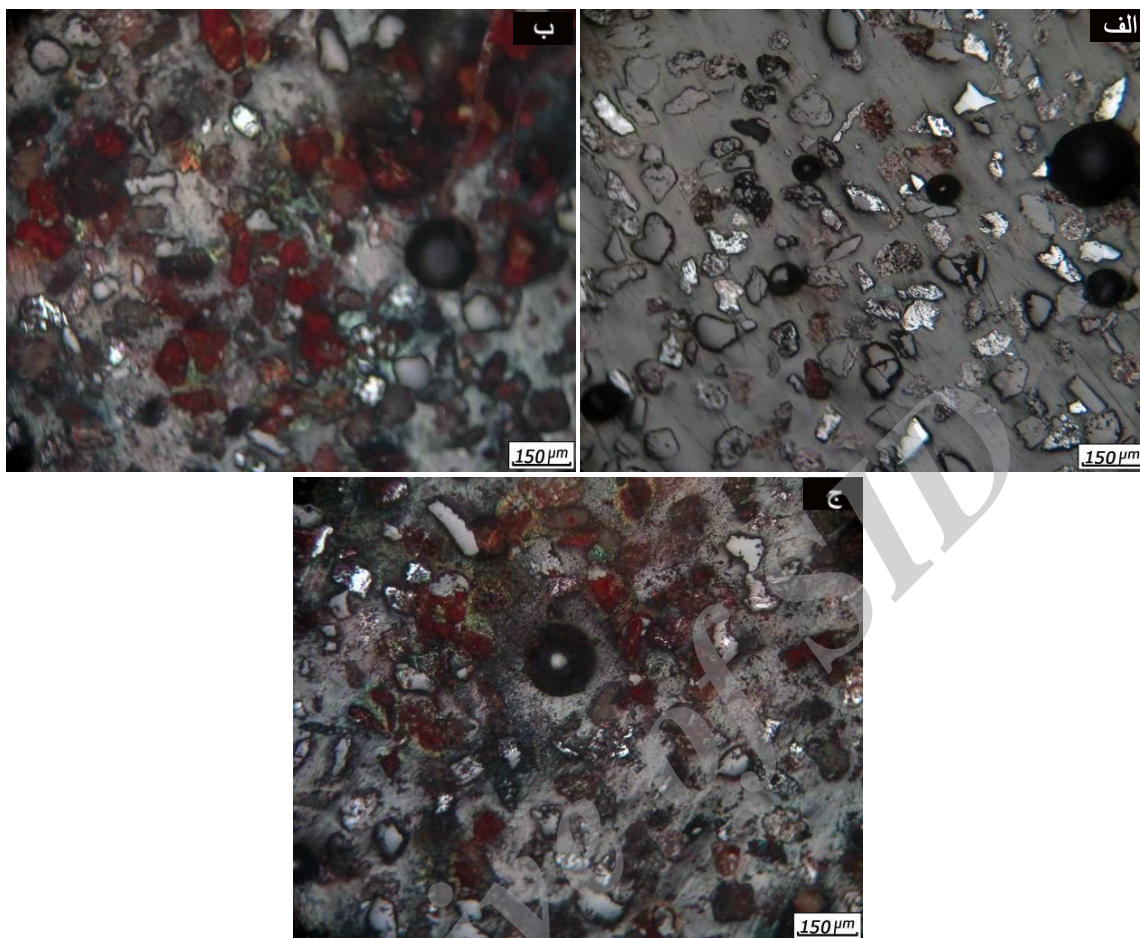
53+ میکرون:

در این نمونه نیز کانی شناسی آهن، منگنز و روی مشابه نمونه‌های قبل است.

تفکیک کانی‌ها به دلیل ریزبودن از یکدیگر مشکل است.

کانی‌های روی پس از تفکیک با محلول زینکیت عمدتاً آزاد شده‌اند.

درجه آزادی کانی‌های روی (کانی‌های ثانویه روی/اکسید، سیلیکات، کربنات)		
درصد کانی روی از کل بلور	تعداد بلور شمارش شده	سهم کانی روی (ستون ۱×ستون ۲)
10%	6	0.6
20%	6	1.8
30%	2	0.6
40%	5	2
50%	6	3
60%	3	1.8
70%	4	2.8
80%	1	0.8
90%	2	1.8
100%	68	68
جمع کل		83.2
درجه آزادی	Degree of liberate= $(68/83.2) \times 100 = 81.73\%$	



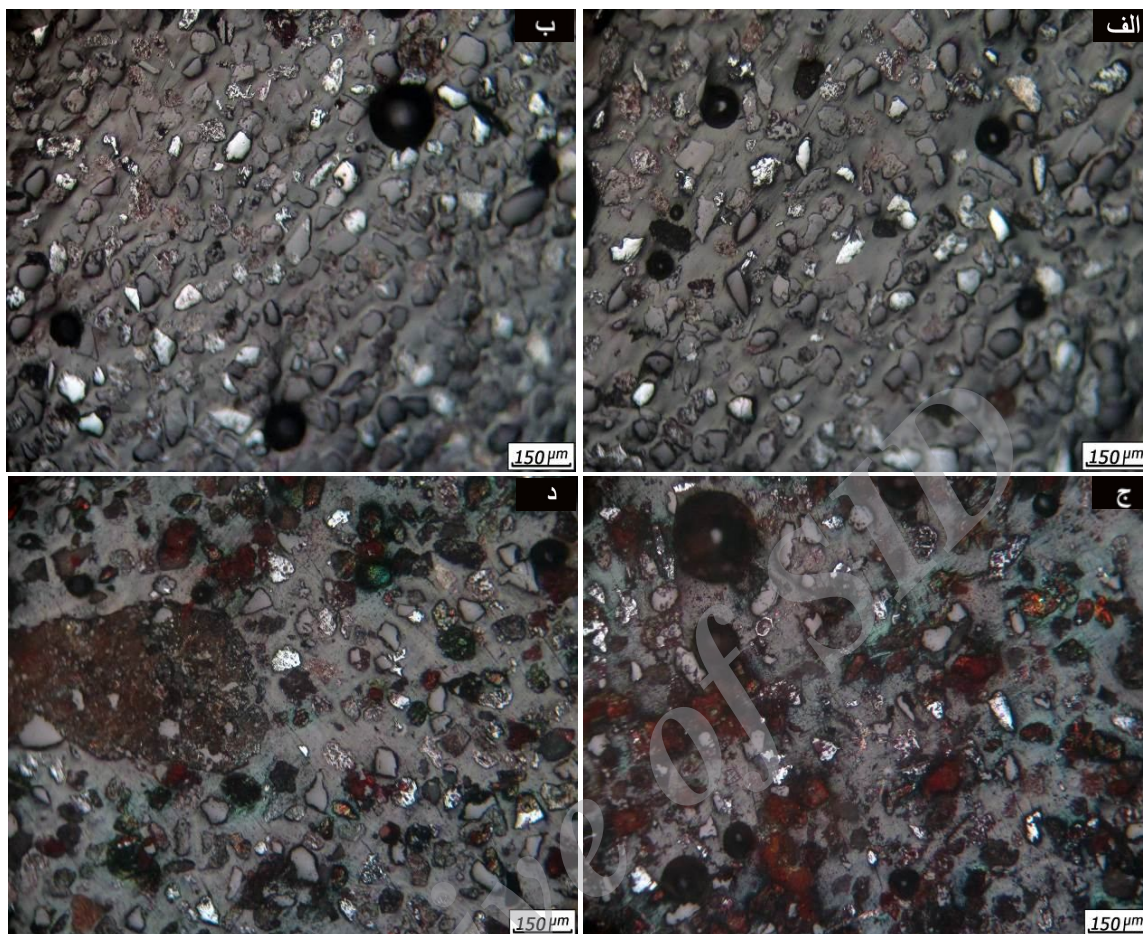
نگاره ۶: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع +53: الف) نمایی از کانی‌های فلزی آهن-منگنز-روی به رنگ سفید روشن و همچنین کانی‌های گانگ با رنگ تیره. کانی‌های آغشته به اکسیدهای آهن نیز به رنگ قهوه‌ای دیده می‌شوند. ب) کانی‌های روی پس از تاثیر محلول زینکیت که عمدتاً به صورت آزاد دیده می‌شوند. ج) در این بخش از مقطع درگیری کانی‌های روی (قرمز خونی) به خصوص با هیدروکسیدهای آهن قهوه‌ای رنگ بیشتر است.



38+ میکرون:

در این نمونه نیز به دلیل ریز بودن کانی‌ها تفکیک و شناسایی آنها مشکل است. با محلول زینکیت کانی‌های روی به رنگ قرمز درآمد و درجه آزادی آنها محاسبه گردید.

درجه آزادی کانی‌های روی (کانی‌های ثانویه روی/اکسید، سیلیکات، کربنات)		
درصد کانی روی از کل بلور	تعداد بلور شمارش شده	سهم کانی روی (ستون ۱×ستون ۲)
10%	4	0.4
20%	2	0.4
30%	2	0.6
40%	1	0.4
50%	3	1.5
60%	3	1.8
70%	1	0.7
80%	-	-
90%	-	-
100%	71	71
جمع کل		76.8
درجه آزادی	Degree of liberate= $(71/76.8) \times 100 = 92.44\%$	



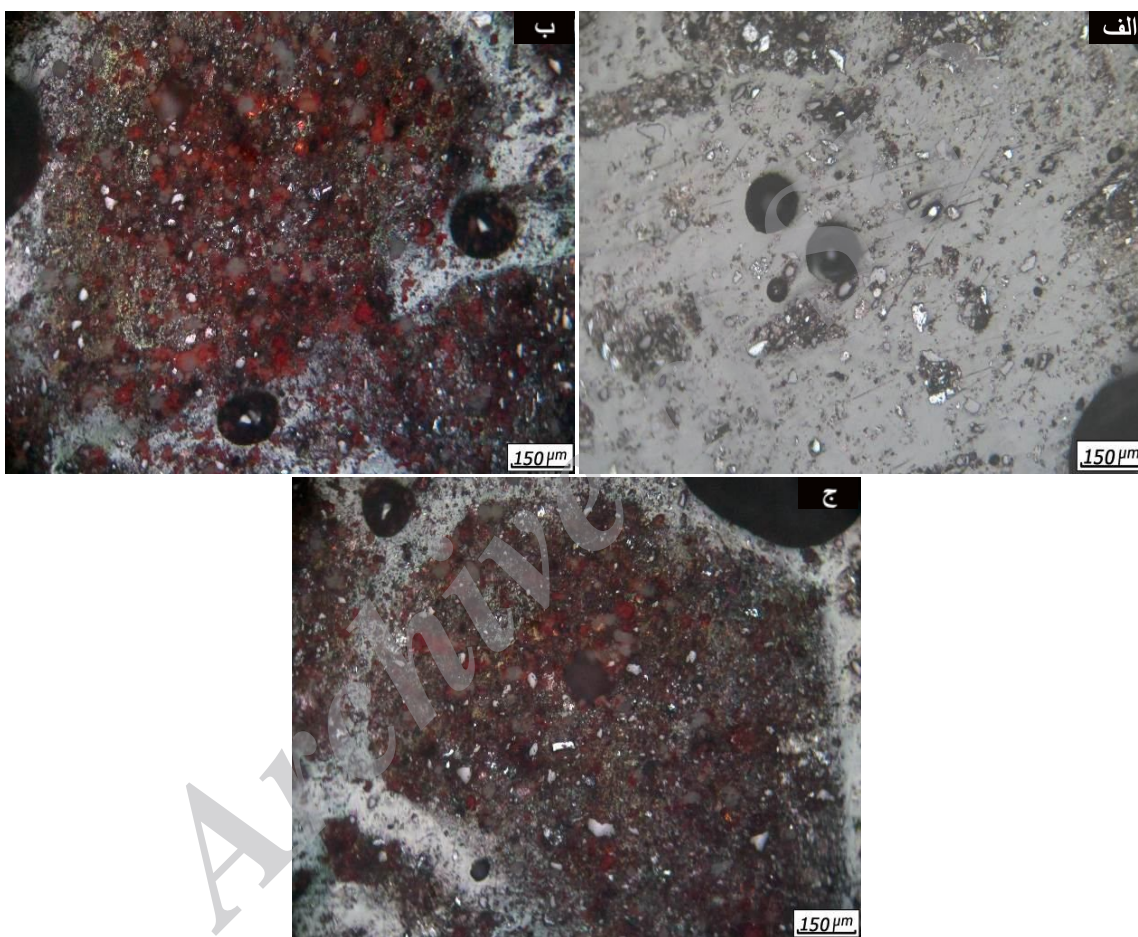
نگاره ۵: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع +38: الف و ب) نمایی از سطح مقطع قبل از تاثیر محلول زینکیت. کانی‌های آهن و منگنز با رنگ سفید روشن عمدتاً به صورت آزاد هستند. ج و د) سطح مقطع پس از تاثیر محلول زینکیت که کانی‌های روی به رنگ قرمز عمدتاً به صورت آزاد دیده می‌شوند.

38- میکرون:

در این نمونه بیش از ۹۵ درصد کانی‌های روی، آهن و منگنز آزاد شده است.

به دلیل ریزبودن ذرات پراکندگی آنها در سطح مقطع وسیع بوده و تجمعاتی از آنها در بخش‌هایی از مقطع دارای فراوانی نسبی بالاتر است.

تشخیص کانی‌ها و همچنین محاسبه درجه آزادی به دلیل ریز بودن امکان پذیر نیست.



نگاره ۵: تصاویر میکروسکوپی تهیه شده از مقطع 38-: الف) نمایی از ذرات پراکنده در سطح مقطع. ب و ج) تجمعاتی از کانی‌های تشکیل دهنده در بخش‌هایی از سطح مقطع که کانی‌های روی عمدتاً آزاد هستند.



« منابع و مأخذ »

- ۱- نعمت اللهی، حسین، کانه‌آرایی (جلد اول)، انتشارات دانشگاه تهران، (۱۳۷۵)
 - ۲- فتحی حبشی، هیدرومتالورژی (جلد اول)، انتشارات دانشگاه شاهرود، (۱۳۷۸)
 - ۳- مرادی، سعید، "بررسی بازیابی فلز روی از باطله‌های خط (۲-۰) میلیمتر کارخانه فلوئوتاسیون انگوران به روش هیدرومتالورژی"، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، (۱۳۸۰)
 - ۴- اولیاءزاده، منوچهر، بلورفروش، محمدرضا، "پرعیارسازی کانسنگ اکسیده روی زون شرقی معدن مهدی آباد یزد"، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه تهران، (۱۳۸۴)
 - ۵- نواب تهرانی، تورج، متالورژی روی، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تهران، جزوه، (۱۳۷۰)
 - ۶- کلینی، سید محمد جواد، هیدرومتالورژی پیشرفته، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، جزوه، (۱۳۸۲)
- 8 - En.wikipedia.org/wiki/Zinc
- 9 -Koleini SMJ. And Moradi S., "Leaching of zinc from calcined Angouran plant flotation tailings using sulphuric acid". Green processing conference, Cairn, 2002
- 10 -Moradi, S. and Hedjazi, F. ,2002, "New application of flotation frothers in acidic leaching of oxidized ores". The 1 st international symposium on reagents in minerals engineering, Falmouth, UK.
- 11 -J.R. De wet and J.D. Singleton, "Development of a viable process for the recovery of zinc from oxide ores", the journal of the southern African institute of mining and metallurgy, May 2008
- 12 -Rey, M., "Memoirs of milling and process metallurgy: 1-flotation of oxide ores", Institution of Mining and Metallurgy, Section C 88, 245-250, 1979
- 13 -Glembotskii, V.A., Flotation. Primary Sources, New York. pp. 185-189, 1972
- 14 -Gaudin, A.M., Flotation. McGraw Hill Inc., New York. pp. 182-189, 1957
- 15- M. Irannajad, M. Ejtemaei, M. Gharabaghi, "The effect of reagents on selective flotation of smithsonite-calcite-quartz", Minerals Engineering 22 ,766-771, 2009
- 16 -S. H. Hosseini., "Physicochemical Studies of Oxide Zinc Mineral Flotation", Luleå University of Technology Department of Chemical Engineering and Geosciences, 2008
- 17- C.A. Pereira, A.E.C. Peres, "Reagents in calamine zinc ores flotation", Minerals Engineering 18 , 275-277, 2005
- 18 -Marabini AM, Alesse VG, Belardi G, Spaziani E. "Effect of depressing agents on the flotation of oxidized zinc minerals", Miner Metall Process SME;11:97-104, 1994
- 19- M. Ejtemaei, M. Gharabaghi, M. Irannajad, "A review of zinc oxide mineral beneficiation using flotation method", Advances in Colloid and Interface Science, 2013

Abstract

In the studied sample, the Zn percentage of low grade zinc silicate from Mahdiabad lead-zinc mine is 9/79 percent. The minerals in the sample contains Hemi morphite, Chalcophanite, Hematite, Goethite, Ankerite, Pyrolusite and Dolomite. Degrees of freedom for zinc minerals is 100 micron. With quality survey of sample was predicted that it's not possible to pre-concentrate by gravity separation, but it's possible to preconcentrate by high intensity magnetic separation methods (dry-wet). Magnetic separation method with high gradian magnet (18,000 G) increases the concentrate grade but recovery is low. Conventional flotation methods (direct and reverse) did not produce the desired results. The sample was calcinated at 500 °C temperature for 1 hour to break the silicate structure, and filtration pulp Leach easily be done. Design leaching tests were conducted by CCD and the optimal conditions were as follows: concentration of pulp: 30%, sulfuric acid concentration: 22.5, leaching temperature: 45 °C. Under these conditions, a solution of zinc sulfate concentration with 8.3 g/l and 83.81 % recovery was obtained. The obtained zinc sulfate solution containing impurities such as iron and manganese with concentrations of 0.16 and 0.58 g/l respectively, which is the upper limit for entry to electrowinning unit, so using solvent extraction (SX) analysis by organic solvents D2EHPA (2-ethylhexyl phosphoric acid) and diluent kerosene (kerosene) with 30% by volume, pH=2.5 and organic volume ratio of water to 2 to 1 and 2-step extraction. in this condition zinc recovery was 88.5% for extraction phase. with 2-step Washing of organic solution by sulfuric acid, 93% of zinc sulfate solution was recovered. The technical and economic calculations have shown that the production of 5500 tons of ingots per year can be expected to produce ingots with a grade of 99/97% of the territory of the Mehdiabad mine be effective.

Keywords: Low grade zinc oxide, Pre-treatment, Leaching, Calcination and Solvent Extraction



ACECR
Research and Technology Deputy



Islamic Republic of Iran

Tarbiat modares University Branch
Mineral Processing Research Center
Mineral processing group

Pre-treatment of the low-grade oxidized zinc ores
to overcome leaching and filtration operational
problems and using it as zinc plants feed with
technical and economical approach

Project's code
(2155-11)

Reza Aram

Nov 2015