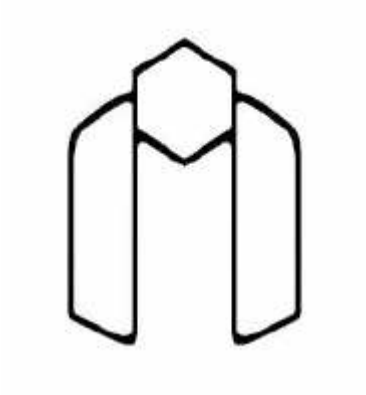
بسم الله الرحمن الرحيم



دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده: معدن، ژئوفیزیک و نفت

گروه: استخراج

فرآوری ذخایر کم عیار سرب (مطالعه موردی: معدن چنگرزه نطنز)

دانشجو: هایده حجت الاسلامی

اساتید راهنما:

دکتر سید ضیاءالدین شفائی

دکتر محمد نوع پرست

استاد مشاور:

دکتر آرزو عابدی

پایان نامه ارشد جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد

ماه و سال انتشار: شهریور ۱۳۸۷

تقدیم

به

والدینم

با سپاس فراوان از اساتید فرزانه آقایان دکتر ″ سید ضیاء الدین شفایی″ و دکتر ″محمد نوع پرست″ جهت راهنماییها و حمایت های بی دریغ ایشان.

و قدردانی از زحمات عزیز عالیقدر جناب آقای مهندس روح شهباز جهت مطالعه مقاطع صیقلی.

و تشکر فراوان از همکاری و مساعدت گروه فرآوری دانشکده مهندسی معدن دانشگاه تهران، بخصوص کارشناس محترم آزمایشگاه کانه آرایی آقای مهندس قربانی و همچنین کارشناس محترم آزمایشگاه اشعه ایکس و آزمایشگاه ژئوشیمی خانم مهندس جوزانی.

و قدردانی از دوست مهربانم خانم مهندس عطرفی جهت همکاری در انجام آزمایشات.

دانشجو تایید می‌نماید که مطالب مندرج در این پایان نامه نتیجه تحقیقات خودش می‌باشد و در صورت استفاده از نتایج دیگران مرجع آن را ذکر نموده است.

هایده حجت الاسلامی

شهریور ۸۷

کلیه حقوق مادی مترتب از نتایج مطالعات، آزمایشات و نوآوری ناشی از تحقیق موضوع این پایان نامه متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد.

شهریور ۱۳۸۷

چکیده

با توجه به رو به اتمام بودن ذخایر پر عیار و افزایش قیمت سرب و تقاضای بازار، ذخایر کم عیار سرب در حاشیه اقتصادی قرار گرفتند. یکی از این ذخایر سرب کم عیار، معدن متروک سرب چنگرزه نطنز می‌باشد که مورد توجه قرار گرفت. در پروژه حاضر، امکان تغلیظ کانسنگ این کانسار و در نهایت شناخت روش‌های مناسب جهت این امر بررسی گردید. برای فرآوری کانسارهای سرب و با توجه به ویژگی‌های کانی شناسی، فیزیکی و مکانیکی آن، از روش‌های تغلیظ ثقلی و فلوتاسیون به عنوان کاربردی‌ترین روش‌ها استفاده شد. برای آزمایشات ثقلی از جیگ و میز لرزان استفاده گردید. آزمایشات کانی شناسی نشان داد که سرب موجود در ذخیره بصورت ترکیب سولفیدی-اکسیدی گالن و سروزیت است. مطالعات درجه آزادی با استفاده از مقاطع صیقلی نشان داد که ۸۵-۹۰ درصد گالن در ابعاد ۲۱۲ میکرون آزاد می‌شود. عیار سرب نیز با استفاده از آنالیز شیمی ۲/۳۳٪ تعیین گردید.

در آزمایشات ثقلی، در بخش جیگ با توجه به بالا بودن حد جدایش جیگ و نرسیدن به درجه آزادی مناسب در آن ابعاد، جدایش ایده آلی صورت نگرفت. بطوریکه بالاترین عیار کنسانتره ۳۷،۳۳٪ بود.

در میز لرزان، نتایج مناسبی بدست آمد. بطوریکه با انجام یک مرحله شستشو عیار کنسانتره به ۴۵٪ رسید. امکان رسیدن به عیار بالای ۵۰٪ با دو مرحله شستشو نیز وجود دارد.

در آزمایشات فلوتاسیون، با استفاده از کلکتور آمیل گزنتات پتاسیم، سولفید سدیم به عنوان عامل سولفید کننده، سیلیکات سدیم برای تفرق بهتر پالپ و کف‌ساز MIBC شناورسازی صورت گرفت. پس از باطله گیری و اعمال سه مرحله شستشو عیار کنسانتره به ۶۹،۴۲٪ رسید.

کلمات کلیدی: سرب کم عیار، گالن، سروزیت، تغلیظ ثقلی، فلوتاسیون

مقالات مستخرج از پایان نامه:

- امکان سنجی فرآوری کانسنگ سرب کم عیار سولفوره- اکسیده چنگرزه به روش فلوتاسیون- دومین کنفرانس مهندسی معدن ایران آبان ۱۳۸۷.

فهرست مطالب | شماره صفحه

مقدمه ۱

فصل ۱- کلیات

۱-۱-کلیاتی در باره فلز سرب ۳

۱-۲- تولید سالیانه جهانی سرب از معادن ۴

۱-۳- ذخیره زمین شناسی و قطعی سرب در دنیا ۶

۱-۴- قیمت سرب ۷

۱-۵- کانی‌های سرب ۱۱

۱-۵-۱- گالن **(PbS)** ۱۲

۱-۵-۲- سروزیت **($PbCO_3$)** ۱۲

۱-۶- انواع کانسارهای سرب و روی ۱۲

۱-۶-۱- کانسارهای ماسیو سولفید آتشفشانی ۱۳

۱-۶-۱-۱- ماسیو سولفید نوع کوروکو ۱۴

۱-۶-۱-۲- ماسیو سولفید نوع قبرس ۱۶

۱-۶-۱-۳- ماسیو سولفیدهای آرکئن ۱۶

۱-۶-۱-۴- ماسیو سولفید بشی ۱۷

۱-۶-۲- کانسارهای سرب و روی در سنگ های رسوبی ۱۸

۱-۶-۲-۱- کانسارهای **Pb-Zn-Ag** همراه شیل نوع سدکس ۱۸

۱-۶-۲-۲- کانسارهای **Pb-Zn** نوع ایرلند ۱۹

۱-۶-۲-۳- کانسارهای سرب و روی همراه سنگهای کربناته یا نوع می‌سی‌سی‌پی ۱۹

۱-۶-۲-۴- کانسارهای **Pb-Zn-Ag** نوع جانشینی ۲۰

۱-۶-۳- کانسارهای اسکارن **Pb-Zn** ۲۰

۱-۶-۴- کانسارهای گرمابی ۲۱

۱-۶-۴-۱- کانسارهای رگه‌ای سرب و روی ۲۱

۱-۶-۴-۲- کانسارهای دگرسانی سرب و روی در سنگ‌های آهکی ۲۲

۱-۶-۴-۳- کانسارهای اشباعی سرب و روی ۲۴

۱-۷- سرب و روی در ایران ۲۵

۱-۸- معدن سرب چنگرزه ۲۷

۱-۸-۱-مقدمه ۲۷

۱-۸-۲- موقعیت جغرافیایی و راههای دسترسی ۲۸

۱-۸-۳- مورفولوژی و وضعیت آب و هوایی ۲۸
۱-۸-۴- زمین شناسی ناحیه ای و محلی کانسار ۲۹
۱-۸-۵- تکتونیک منطقه ۳۰
۱-۸-۶- زمین شناسی معدن چنگرزه ۳۱
۱-۸-۷- کانی سازی معدن ۳۳
۱-۸-۸- برنامه اکتشافات جدید ۳۴
فصل ۲- مطالعات کانی شناسی
۲-۱- مقدمه ۳۶
۲-۲- تعیین درجه آزادی ۳۶
۲-۳- آنالیز اشعه X ۳۷
۲-۴- آنالیز شیمیایی ۳۷
۲-۵- مطالعات میکروسکوپی ۳۷
فصل ۳- آماده سازی و خردایش
۳-۱- مقدمه ۵۱
۳-۲- آماده سازی و خردایش ۵۱
۳-۳- تعیین وزن مخصوص ظاهری ۵۵
۳-۴- تعیین وزن مخصوص واقعی ۵۶
۳-۵- تعیین اندیس کار توسط آسیای گلوله ای باند ۵۷
۳-۵-۱- مراحل تعیین اندیس کار ۵۸
۳-۶-بررسی خردایش ماده معدنی ۶۱
۳-۶-۱- بررسی خردایش ماده معدنی توسط آسیای میله‌ای ۶۱
۳-۷- نتیجه گیری ۶۵
فصل ۴- فرآوری کانسنگ سرب و روی چنگرزه نطنز
۴-۱- مقدمه ۶۸
۴-۲- جدایش ثقلی ۷۰
۴-۲-۱- مقدمه ۷۰
۴-۲-۲- جیگ ۷۳
۴-۲-۳- میز لرزان ۷۷
۴-۲-۳-۱- لایه بندی و ته نشینی با مانع ۷۹

۴-۲-۳-۲- پارامترهای عملیاتی میز ۸۰
۴-۲-۴- شرح آزمایشات جدایش ثقلی کانسنگ سرب چنگرزه ۸۳
۴-۲-۴-۱- آزمایشات جیگ ۸۳
۴-۲-۴-۲- آزمایشات میز لرزان ۸۷
۴-۳- نتیجه گیری آزمایشات ثقلی ۹۴
۴-۴- فلوتاسیون ۹۶
۴-۵- خلاصه ای از فرآیند فلوتاسیون ۹۹
۴-۶- عوامل فلوتاسیون ۱۰۰
۴-۶-۱- کلکتور ۱۰۰
۴-۶-۲- کف ساز ۱۰۱
۴-۶-۳- اصلاح کننده های فلوتاسیون ۱۰۱
۴-۶-۳-۱- بازداشت کننده ها ۱۰۲
۴-۶-۳-۲- فعال کننده ۱۰۲
۴-۶-۳-۳- اصلاح کننده pH ۱۰۲
۴-۷- فرآوری سرب ۱۰۳
۴-۷-۱-فرآوری کانه‌های اکسیده سرب ۱۰۶
۴-۷-۲-کانسنگ‌های سرب- روی سولفیده و اکسیده ۱۱۴
۴-۸- آزمایش های فلوتاسیون ۱۱۷
۴-۸-۱- مقدمه ۱۱۷
۴-۸-۲- تاثیر فلوتاسیون تفریقی و تجمعی گالن و سروزیت ۱۱۹
۴-۸-۳- تاثیر نوع کلکتور ۱۲۰
۴-۸-۴- تاثیر افزایش مقدار کلکتور ۱۲۱
۴-۸-۵- تاثیر استفاده از کمک کلکتور با خاصیت کف سازی ۱۲۲
۴-۸-۶- تاثیر میزان عامل سولفید کننده ۱۲۳
۴-۸-۷- تاثیر زمان آماده سازی سولفید سدیم ۱۲۵
۴-۸-۸- افزودن مرحله به مرحله کلکتور و عامل سولفید کننده ۱۲۶
۴-۸-۹- تاثیر سیلیکات سدیم ۱۲۷
۴-۸-۱۰- تاثیر کنترل pH ۱۲۸
۴-۸-۱۲- افزایش میزان سیلیکات ۱۲۹

۴-۸-۱۳- تاثیر نوع کف ساز ۱۳۰
۴-۸-۱۴- تاثیر تعداد دفعات شستشو بر عیار و بازیابی سرب در کنسانتره ۱۳۱
۴-۹- نتیجه گیری آزمایشات فلوتاسیون ۱۳۳
فصل ۵- نتیجه گیری
۵-۱- آزمایشات ثقلی ۱۳۵
۵-۱-۱- جیگ ۱۳۵
۵-۱-۲- میز ۱۳۶
۵-۲- آزمایشات فلوتاسیون ۱۳۸
ضمیمه الف- آنالیز XRD ۱۴۰
ضمیمه ب-تعیین اندیس کار توسط آسیای گلوله ای BOND ۱۴۲
ضمیمه ج- جداول فرآوری (ثقلی و فلوتاسیون) ۱۴۳
منابع و مراجع ۱۸۷

فهرست اشکال

شماره صفحه

شکل ۲-۱- گالن با هاله سروزیت- نمونه ۵ ۳۸
شکل ۲-۲- گالن با هاله سروزیت- نمونه ۴ ۳۸
شکل ۲-۳- گالن با کلیواژ مثلثی- نمونه ۴ ۳۹
شکل ۲-۴- کوارتز- کولین - سروزیت در گالن- نمونه ۳ ۳۹
شکل ۲-۵- پیریت به صورت ادخال در زمینه گالن- نمونه ۳ ۴۰
شکل ۲-۶- قطعات گالن و سروزیت درگیر با کوارتز- نمونه H10 ۴۰
شکل ۲-۷- کوارتز درگیر با گالن- نمونه H10 ۴۱
شکل ۲-۸- گالن درگیر با کولین و سروزیت- نمونه H10 ۴۱
شکل ۲-۹- گالن همراه با قطعات کوچک کوارتز- نمونه H10 ۴۲
شکل ۲-۱۰- گالن درگیر با کوارتز ۴۲
شکل ۲-۱۱- گالن- سروزیت درگیر با کوارتز ۴۳
شکل ۲-۱۲- گالن توسط هالهای از سروزیت احاطه شده ۴۳
شکل ۲-۱۳- گالن حاوی قطعات کوارتز و سروزیت ۴۴
شکل ۲-۱۴- گالن با هاله سروزیت و ادخال کوارتز ۴۵
شکل ۲-۱۵- گالن درگیر با سروزیت ۴۵
شکل ۲-۱۶- گالن به صورت آزاد ۴۶
شکل ۲-۱۷- گالن به صورت آزاد ۴۶
شکل ۲-۱۸- گالن درگیر با گانگ و گالن درگیر با سروزیت ۴۷
شکل ۲-۱۹- گالن آزاد و درگیر با گانگ ۴۷
شکل ۲-۲۰- گالن آزاد و درگیر با گانگ ۴۸
شکل ۴-۱- انبساط و انقباض یک بستر از ذرات بنا به عمل جیگ ۷۳
شکل ۴-۲- نمای شماتیکی از میز لرزان ۷۸
شکل ۴-۳- تفکیک ذرات بنا به جهش افقی میز ۸۰
شکل ۴-۱-توزیع گونه های سولفید در یک سیستم سولفیداسیون و ارتباط آن با فلوتاسیون کانی ۱۱۱
شکل ۵-۱- مراحل آماده سازی و فرآوری کانسنگ سرب چنگرزه ۱۳۷
شکل ۵-۲- فلوشیت آزمایشگاهی بکار رفته برای فلوتاسیون کانسنگ سرب چنگرزه ۱۳۹

فهرست نمودارها

	شماره صفحه
نمودار ۱-۱-تولید جهانی سالانه کانسنگ سرب	۵
نمودار ۱-۲-تولید سالانه کانسنگ سرب در ایران	۵
نمودار ۱-۳- میزان ذخیره زمین شناسی سرب جهان در سال ۲۰۰۷	۶
نمودار ۱-۴- میزان ذخیره قطعی سرب جهان در سال ۲۰۰۷	۷
نمودار ۱-۵- قیمت میانگین سرب در بورس فلزات لندن	۷
نمودار ۳-۱- آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی اول	۵۲
نمودار ۳-۲- آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی دوم	۵۳
نمودار ۳-۳- آنالیز سرندی محصول سنگ شکن استوانه ای	۵۵
نمودار ۳-۴- آنالیز سرندی ته ریز سرند ۱۰۰ مش محصول آسیای گلوله ای	۶۰
نمودار ۳-۵- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۷ دقیقه	۶۲
نمودار ۳-۶- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه	۶۳
نمودار ۳-۷- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۳ دقیقه	۶۴
نمودار ۳-۸- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۶ دقیقه	۶۵
نمودار ۳-۹- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه (جدید)	۶۷
نمودار ۴-۱- منحنی حد ابعاد برای جدایش تقلی	۷۳
نمودار ۴-۲- تاثیر استفاده از گلوله در بازیابی (فراکسیون ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- میکرون)	۸۴
نمودار ۴-۳- تاثیر استفاده از گلوله در عیار (فراکسیون ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- میکرون)	۸۵
نمودار ۴-۴-تاثیر دانه بندی خوراک بر بازیابی جیگ	۸۶
نمودار ۴-۵- تاثیر دانه بندی خوراک بر عیار جیگ	۸۶
نمودار ۴-۶-تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز بر بازیابی (دانه درشت)	۸۸
نمودار ۴-۷-تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز بر عیار (دانه درشت)	۸۸
نمودار ۴-۸-تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز و خوراک بر بازیابی (دانه ریز)	۸۹
نمودار ۴-۹-تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز و خوراک بر عیار (دانه ریز)	۸۹
نمودار ۴-۱۰- تاثیر اعمال شستشو بر عیار محصول میز (دانه درشت)	۹۰
نمودار ۴-۱۱- تاثیر اعمال شستشو بر عیار محصول میز (دانه ریز)	۹۰
نمودار ۴-۱۲- تاثیر افزایش آب میز بر عیار (دانه ریز)	۹۱
نمودار ۴-۱۳- تاثیر افزایش آب میز بر بازیابی (دانه ریز)	۹۲
نمودار ۴-۱۴- تاثیر افزایش آب خوراک و میز بر بازیابی (بدون دانه بندی)	۹۳
نمودار ۴-۱۵- تاثیر افزایش آب خوراک و میز بر عیار (بدون دانه بندی)	۹۳

نمودار ۴-۱۶- تاثیر فلوتاسیون تفریقی سروزیت بر بازیابی سرب در کنسانتره ۱۱۹
نمودار ۴-۱۷- تاثیر فلوتاسیون تفریقی سروزیت بر عیار سرب در باطله ۱۲۰
نمودار ۴-۱۸- تاثیر نوع کلکتور بر بازیابی سرب در کنسانتره ۱۲۰
نمودار ۴-۱۹- تاثیر نوع کلکتور بر عیار سرب در باطله ۱۲۱
نمودار ۴-۲۰- تاثیر مقدار آمیل گزنتات بر بازیابی سرب در کنسانتره ۱۲۲
نمودار ۴-۲۱- تاثیر مقدار آمیل گزنتات بر عیار سرب در باطله ۱۲۲
نمودار ۴-۲۲- تاثیر استفاده از کمک کلکتور با خاصیت کف سازی بر بازیابی کنسانتره ۱۲۳
نمودار ۴-۲۳- تاثیر استفاده از کمک کلکتور با خاصیت کف سازی بر عیار باطله ۱۲۳
نمودار ۴-۲۴- تاثیر مقدار سولفید سدیم بر بازیابی سرب در کنسانتره ۱۲۴
نمودار ۴-۲۵- تاثیر مقدار سولفید سدیم بر عیار سرب در باطله ۱۲۴
نمودار ۴-۲۶- تاثیر زمان آماده سازی عامل سولفید کننده بر بازیابی ۱۲۵
نمودار ۴-۲۷- تاثیر زمان آماده سازی عامل سولفید کننده بر عیار باطله ۱۲۵
نمودار ۴-۲۸- تاثیر افزودن چند مرحله ای مواد شیمیایی بر بازیابی کنسانتره ۱۲۶
نمودار ۴-۲۹- تاثیر افزودن چند مرحله ای مواد شیمیایی بر عیار باطله ۱۲۷
نمودار ۴-۳۰- تاثیر افزودن سیلیکات سدیم بر بازیابی سرب در کنسانتره ۱۲۷
نمودار ۴-۳۱- تاثیر افزودن سیلیکات سدیم بر عیار سرب در باطله ۱۲۸
نمودار ۴-۳۲- تاثیر کنترل pH با افزودن اسید بر بازیابی در کنسانتره ۱۲۸
نمودار ۴-۳۳- تاثیر کنترل pH با افزودن اسید بر عیار در باطله ۱۲۹
نمودار ۴-۳۴- تاثیر افزایش میزان سیلیکات سدیم بر بازیابی کنسانتره ۱۲۹
نمودار ۴-۳۵- تاثیر افزایش میزان سیلیکات سدیم بر عیار باطله ۱۳۰
نمودار ۴-۳۶- تاثیر نوع کف ساز در بازیابی سرب در کنسانتره ۱۳۰
نمودار ۴-۳۷- تاثیر نوع کف ساز در عیار سرب در باطله ۱۳۱
نمودار ۴-۳۸- تاثیر تعداد مراحل شستشو بر عیار سرب در کنسانتره ۱۳۱
نمودار ۴-۳۹- تاثیر تعداد مراحل شستشو بر بازیابی سرب در کنسانتره ۱۳۲
نمودار الف-۱- آنالیز اشعه x نمونه H50 ۱۴۲
نمودار الف-۲- آنالیز اشعه x نمونه H55 ۱۴۳

فهرست جداول

	شماره صفحه
جدول ۱-۱- تولید کانسنگ سرب از کشورهای عمده تولید کننده در دنیا	۸
جدول ۱-۲- میزان ذخیره زمین شناسی سرب در کشورهای دنیا	۹
جدول ۱-۳- میزان ذخیره قطعی سرب در کشورهای دنیا	۱۰
جدول ۱-۴- کانی های مهم سرب، فرمول شیمیایی و عیار سرب آنها	۱۱
جدول ۱-۵- عیار و میزان ذخیره کانسارهای مهم Pb-Zn	۱۳
جدول ۱-۶- معادن مهم سرب و روی ایران	۲۶
جدول ۳-۱- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی اول	۵۲
جدول ۳-۲- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی دوم	۵۳
جدول ۳-۳-نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول سنگ شکن استوانه ای	۵۴
جدول ۳-۴-حجم ظاهری جهت اندازه گیری دانسیته ظاهری	۵۶
جدول۳-۵- ترکیب ابعادی گلوله‌های مورد استفاده در آسیای کالیبره شده	۶۰
جدول ۳-۶- نتایج آنالیز سرندی ته ریز سرند ۱۰۰ مش محصول آسیای گلوله ای باند	۶۰
جدول ۳-۷- مشخصات مربوط به آسیای میله‌ای مورد استفاده جهت بررسی خردایش	۶۱
جدول ۳-۸- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۷ دقیقه	۶۲
جدول ۳-۹- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه	۶۳
جدول ۳-۱۰- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۳ دقیقه	۶۴
جدول ۳-۱۱- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۶ دقیقه	۶۵
جدول ۳-۱۲- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه (جدید)	۶۶
جدول ۴-۱- راهنمای معیار تغلیظ برای جدایش ثقلی	۷۲
جدول ۴-۲- متغیرهای تاثیر گذار بر عملکرد میز لرزان	۸۲
جدول ۴-۳- عوامل معمول مورد استفاده در فلوتاسیون سرب اکسیده	۱۱۴
جدول ۴-۴- مواد شیمیایی مورد استفاده در فلوتاسیون	۱۱۸
جدول ب-۱- تعیین اندیس کار توسط آسیای گلوله ای BOND	۱۴۴
جدول ج- ۱- جدول شرایط کاری مورد استفاده و جزییات نتایج جیگ	۱۴۵
جدول ج-۲- جدول شرایط کاری مورد استفاده و جزییات نتایج میز	۱۴۶
جدول ج-۳- جدول شرایط کاری مورد استفاده و جزییات نتایج فلوتاسیون	۱۴۷

مقدمه

با توجه به رو به اتمام بودن ذخایر پرعیار و تقاضای روز افزون صنعت به موازات افزایش قیمت جهانی فلزات، ذخایر کم عیار که تا به حال غیر اقتصادی بودند، مورد توجه کارشناسان قرار گرفتند. معدن سرب و روی چنگرزه در حدود ۳۰ کیلومتری جنوب شرقی شهرستان نطنز در استان اصفهان قرار دارد از آن جمله می‌باشد که در ناحیه سرب و روی اصفهان- اراک و در کانسار فسخود چنگرزه واقع گردیده است. در این معدن آثار شدادی استخراج به چشم می‌خورد اما به دلیل اتمام ذخایر پرعیار و افت قیمت سرب از حدود ۴۰ سال پیش متروک گردیده، ضمن اینکه در حال حاضر باطله بر جا مانده از کارخانه فرآوری و همچنین ذخیره استخراج نشده کم عیار میتواند جهت استحصال فلز روی، منبع قابل توجهی محسوب گردد.

هدف این پروژه بررسی امکان تغلیظ کانسنگ این کانسار و در نهایت شناخت روش‌های مناسب جهت این امر می‌باشد. فصل بندی مطالب ارائه شده در این مجموعه به این صورت است که:

در فصل اول (کلیات)، ابتدا در مورد فلز سرب شامل کاربردها، میزان تولید، قیمت جهانی و کانی شناسی و انواع کانسارها، سرب ایران نکاتی آورده شده و در ادامه کلیاتی از معدن سرب چنگرزه ذکر گردیده است.

فصل دوم حاوی مطالعات حاوی کانی شناسی شامل مطالعه میکروسکپی مقاطع صیقلی، تعیین درجه آزادی، آنالیز شیمی و پراش اشعه ایکس (XRD) می‌باشد.

در فصل سوم آماده سازی نمونه شامل تعیین وزن مخصوص ظاهری و واقعی، اندیس کار و قابلیت خردایش ماده معدنی بررسی می‌شود.

در فصل چهارم کلیاتی از روشهای فرآوری شامل ثقلی و فلوتاسیون شرح داده شده و سپس آزمایشات انجام شده و نتایج حاصل از آنها بحث و بررسی گردید.

فصل پنجم نیز شامل نتیجه گیری از پروژه می‌باشد.

فصل اول:

کلیّات

۱- کلیات

۱-۱-کلیاتی در باره فلز سرب:

سرب یک فلز بسیار مقاوم در برابر خوردگی، با چگالی بالا، انعطاف پذیر، چکش خوار با رنگ آبی متمایل به خاکستری می‌باشد که از حداقل ۵۰۰۰ سال پیش مورد استفاده قرار می‌گرفته است. استفاده‌های اولیه سرب شامل مصالح ساخت و ساز، رنگ دانه جهت لعاب سرامیک، شبکه لوله کشی جهت انتقال آب بوده است. قبل از ۱۹۰۰ میلادی، استفاده از سرب محدود به مهمات، آلیاژ برنج، لعاب سرامیک، شیشه و کریستال سربی[1]، رنگ یا سایر روکش‌های حفاظتی، مفرغ و لوله‌های انتقال آب بوده است. عصر الکترونیک و ارتباطات، که با توسعه‌های تکنولوژیکی جنگ جهانی اول شتاب گرفت، منجر شد تا مواردی از قبیل استفاده در ساخت روکش کابل، درزگیری[2]، لحیم، فلز چاپ به موارد مصرف اضافه شود. با رشد در تولید وسایط نقلیه موتوری عمومی و شخصی و استفاده از باتری اسیدی انباره‌ای سربی برای استارت، جرقه، احتراق (اس ال ای)[3] و آلیاژ ترن[4] (۴ قسمت سرب، ۱ قسمت قلع) برای ساخت تانکرهای سوخت بعد از جنگ جهانی اول، تقاضا برای سرب افزایش یافت.

[1] Leaded glass and crystal
[2] caulking lead
[3] starting-lighting-ignition (SLI)
[4] terne

بیشتر این استفاده‌ها با رشد جمعیت و رونق اقتصاد ملی افزایش یافت. بطوری که مصرف آن در فلزات غیر آهنی قابل توجه می‌باشد. یک دلیل افزایش تقاضا برای سرب، استفاده از سرب برای حفاظت از پرتوهای رادیواکتیو در آزمایشات پزشکی و تجهیزات نمایش ویدیویی و افزودنی در سوخت بوده است. در اواسط دهه ۸۰، یک تغییر قابل ملاحظه در الگوی مصارف نهایی سرب صورت گرفت. بیشتر این تغییر، اجبار مصرف کنندگان به پیروی از قوانین زیست محیطی بازدارنده از استفاده از سرب در استفاده‌های غیر باتری شامل گازوئیل، رنگ، لحیم و سیستم آبرسانی می‌شد. اخیراً با کاهش بیشتر استفاده از سرب در محصولات غیر از باتری، تقاضا برای سرب در باتری های نوع اس ال ای رو به افزایش است. به علاوه تقاضا برای سرب در باتری‌های غیر اس ال ای نیز رو به افزایش است. کاربرد باتری غیر اس ال ای شامل منبع محرکه نیرو برای لیفت تراک‌های صنعتی، تجهیزات فرود آمدن هواپیما، تجهیزات معدنکاری، تعداد زیادی وسایل نقلیه غیر جاده‌ای، همچنین منابع ثابت انرژی در سیستم‌های الکتریکی غیر قابل توقف برای بیمارستان‌ها و شبکه‌های کامپیوتر و ارتباطات تلفنی و تجهیزات تراز کردن بار برای کمپانی‌های صنایع همگانی الکتریکی است. در اوایل قرن جدید، عمده مصارف سرب شامل انواع باتری‌های انباره‌ای، مهمات، اکسیدهای سرب جهت شیشه و سرامیک، فلزات و ریخته‌گری، ورق سربی، لحیم، روکش کابل، درزگیری و محصولات تزریق می‌باشد[۷].

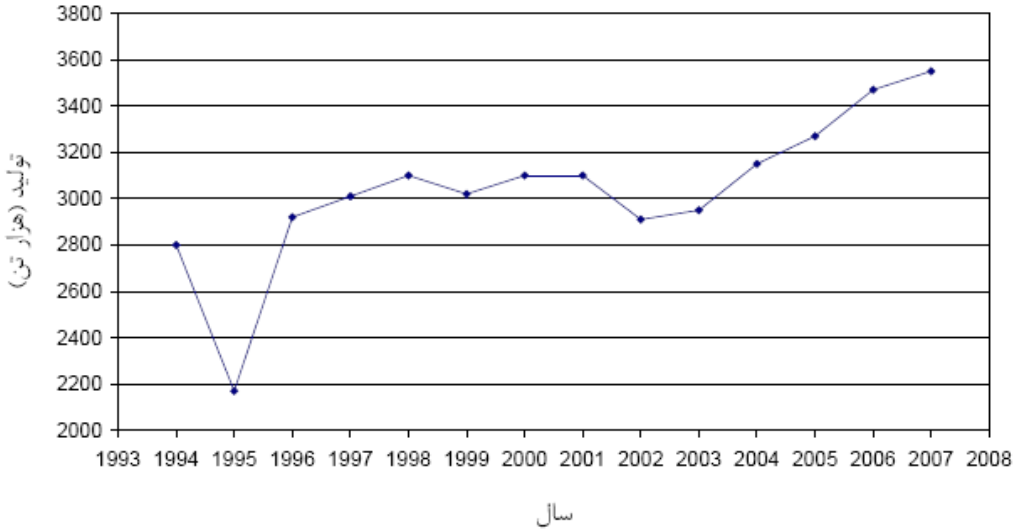
۱-۲- تولید سالیانه جهانی کانسنگ سرب

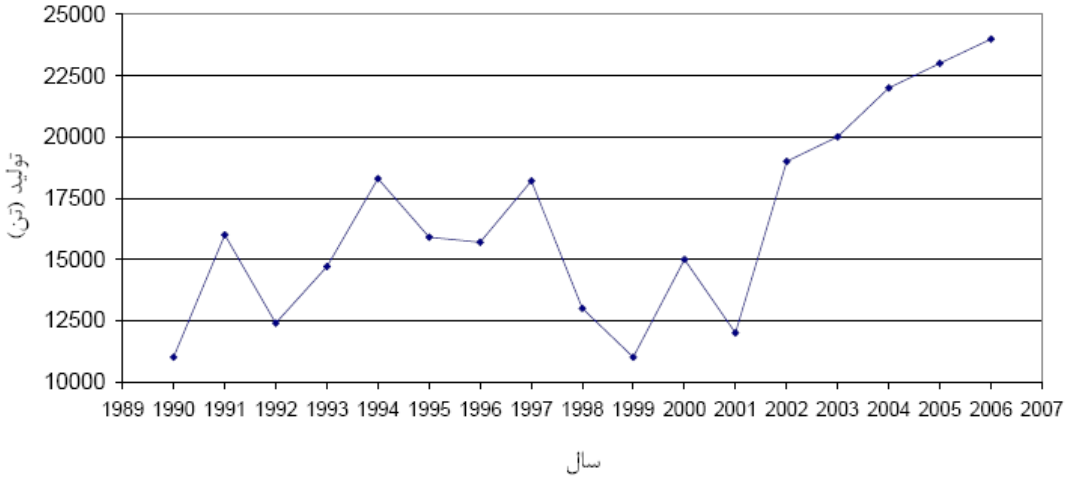
جدول ۱-۱ تولید کانسنگ سرب کشورهای عمده تولید کننده در دنیا را نشان می‌دهد. با توجه به این جدول کشورهای چین، استرالیا و آمریکا تولیدکنندگان اصلی کانسنگ سرب دنیا هستند. نمودار

۱-۱ تولید جهانی سالیانه کانسنگ سرب بین سال‌های ۱۹۹۴ تا ۲۰۰۷ میلادی و نمودار ۱-۲ تولید کانسنگ سرب در ایران بین سالهای ۱۹۹۰ تا ۲۰۰۶ میلادی را نشان می‌دهد[۷].

(داده‌های مورد استفاده جهت ترسیم نمودارهای ۱-۱ تا ۱-۵ برگرفته از مرجع شماره ۷ می‌باشد.)

نمودار ۱-۱- تولید جهانی سالانه کانسنگ سرب [۷]

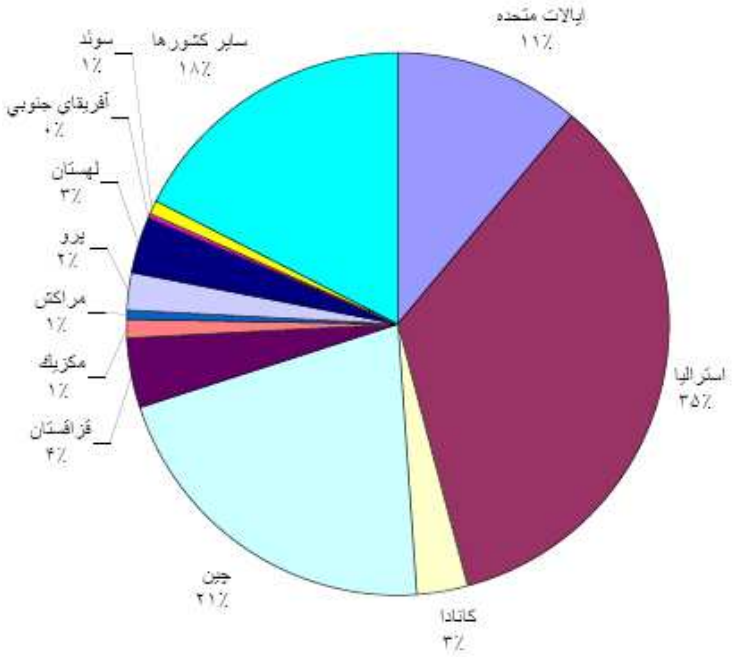




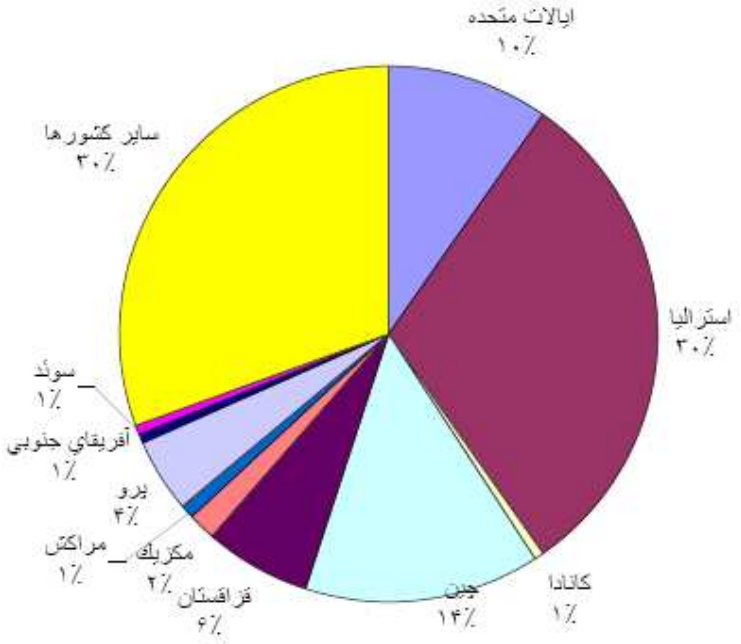
نمودار ۱-۲- تولید سالیانه کانسنگ سرب در ایران [۷]

۱-۳- ذخیره زمین شناسی و قطعی سرب در دنیا

از نظر ذخیره زمین شناسی و قطعی به ترتیب استرالیا، چین و ایالات متحده مقام‌های اول تا سوم را دارا می‌باشند. جداول ۱-۲ و ۱-۳ ذخایر زمین شناسی و قطعی کشورهای دنیا در سالهای ۱۹۹۴ تا ۲۰۰۷ و نمودارهای ۱-۳ و ۱-۴ به ترتیب میزان ذخیره زمین شناسی و قطعی کشورهای جهان را نشان می‌دهد[۷].



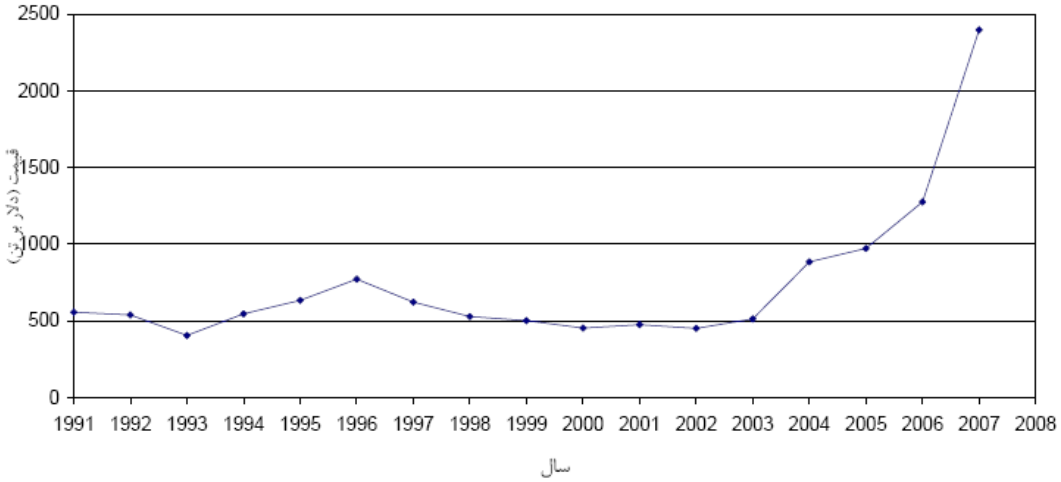
نمودار ۱-۳- میزان ذخیره زمین شناسی سرب جهان در سال ۲۰۰۷ [۷]



نمودار ۱-۴- میزان ذخیره قطعی سرب جهان در سال ۲۰۰۷ [۷]

۱-۴- قیمت سرب

نمودار ۵-۱ نوسانات قیمت این فلز را بین سالهای ۱۹۹۴ و ۲۰۰۷ میلادی بر اساس میانگین قیمت بورس فلزات لندن نشان می‌دهد[۷].



نمودار ۱-۵- قیمت میانگین سرب در بورس فلزات لندن (دلار بر تن) [۷]

جدول ۱-۱ تولید کانسنگ سرب از کشورهای عمده تولید کننده در دنیا [۷]

کشور	تولید سالانه از معادن (هزار تن)													
	۱۹۹۴	۱۹۹۵	۱۹۹۶	۱۹۹۷	۱۹۹۸	۱۹۹۹	۲۰۰۰	۲۰۰۱	۲۰۰۲	۲۰۰۳	۲۰۰۴	۲۰۰۵	۲۰۰۶	*۲۰۰۷
ایالات متحده	۳۷۰	۳۹۴	۴۳۶	۴۵۹	۴۹۳	۵۲۰	۴۶۸	۴۶۶	۴۵۱	۴۶۰	۴۴۵	۴۲۶	۴۲۹	۴۳۰
استرالیا	۵۳۷	۴۵۵	۵۲۲	۵۳۱	۶۱۸	۶۸۱	۶۹۹	۷۱۴	۶۸۳	۶۹۴	۶۷۸	۷۷۶	۶۸۶	۶۴۰
کانادا	۱۷۲	۲۱۰	۲۴۱	۱۸۶	۱۸۹	۱۶۱	۱۴۳	۱۴۹	۹۹	۱۵۰	۷۷	۷۳	۸۲	۷۵
چین	۳۴۰	۴۳۰	۵۰۰	۶۵۰	۵۵۶	۵۰۱	۵۷۰	۶۰۰	۶۰۰	۶۶۰	۹۵۰	۱۰۰۰	۱۲۰۰	۱۳۲۰
هند	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	۴۰	۵۸	۶۷	۷۵
ایرلند	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	۶۵	۶۴	۶۲	۵۵
قزاقستان	–	–	۴۰	۳۵	۳۰	۳۴	۴۰	۳۸	۴۰	۴۰	۴۰	۴۴	۴۸	۵۰
مکزیک	۱۷۰	۱۶۴	۱۷۴	۱۷۵	۱۷۵	۱۲۰	۱۵۶	۱۳۵	۱۴۰	۱۴۰	۱۳۹	۱۳۰	۱۲۰	۱۱۰
مراکش	۷۳	۷۳	۷۲	۷۷	۷۶	۸۷	۸۰	۸۳	۷۵	۳۸	۶۵	۳۱	۴۵	۴۵
پرو	۲۲۰	۲۳۳	۲۴۹	۲۵۸	۲۶۰	۲۷۳	۲۷۱	۲۷۱	۲۹۰	۳۰۸	۳۰۶	۳۱۹	۳۱۳	۳۳۰
لهستان	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	۴۸	۵۱	۵۰
آفریقای جنوبی	۹۶	۸۸	۸۹	۸۴	۸۴	۸۰	۷۵	۵۱	۴۹	۴۰	۳۷	۴۲	۴۸	۴۵
سوئد	۱۱۳	۱۰۰	۱۰۰	۱۰۰	۱۴۰	۱۱۵	۱۰۸	۹۵	۳۸	۵۰	۳۴	۶۱	۷۷	۷۵
سایر کشورها	۷۱۰	۵۶۰	۴۹۷	۴۵۵	۴۹۷	۴۴۷	۴۹۰	۴۸۰	۴۴۵	۳۷۰	۲۷۵	۱۹۸	۲۴۰	۲۵۰
مجموع دنیا	۲۸۰۰	۲۷۱۰	۲۹۲۰	۳۰۱۰	۳۱۰۰	۳۰۲۰	۳۱۰۰	۳۱۰۰	۲۹۱۰	۲۹۵۰	۳۱۵۰	۳۲۷۰	۳۴۷۰	۳۵۵۰

- ارقام مربوط به سال ۲۰۰۷ تخمینی است.
- اطلاعات جدول از منبع شماره ۲ اخذ گردیده است.

جدول ۱-۲- میزان ذخیره زمین شناسی سرب در کشورهای دنیا [۷]

کشور	ذخیره زمین شناسی												
	۱۹۹۵	۱۹۹۶	۱۹۹۷	۱۹۹۸	۱۹۹۹	۲۰۰۰	۲۰۰۱	۲۰۰۲	۲۰۰۳	۲۰۰۴	۲۰۰۵	۲۰۰۶	*۲۰۰۷
ایالات متحده	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۱۸۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۱۹۰۰۰
استرالیا	۳۴۰۰۰	۳۴۰۰۰	۳۲۰۰۰	۳۳۰۰۰	۳۶۰۰۰	۲۸۰۰۰	۲۸۰۰۰	۲۸۰۰۰	۲۸۰۰۰	۲۸۰۰۰	۲۸۰۰۰	۲۸۰۰۰	۵۹۰۰۰
کانادا	۱۳۰۰۰	۱۳۰۰۰	۱۳۰۰۰	۱۲۰۰۰	۱۲۰۰۰	۱۱۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۵۰۰۰
چین	۱۱۰۰۰	۱۱۰۰۰	۱۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۶۰۰۰	۳۶۰۰۰	۳۶۰۰۰	۳۶۰۰۰	۳۶۰۰۰	۳۶۰۰۰
قزاقستان	–	–	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۷۰۰۰	۷۰۰۰	۷۰۰۰	۷۰۰۰	۷۰۰۰	۷۰۰۰
مکزیک	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰
مراکش	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰
پرو	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۴۰۰۰	۴۰۰۰	۴۰۰۰	۴۰۰۰	۴۰۰۰	۴۰۰۰
لهستان	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	–	۵۴۰۰	۵۴۰۰
آفریقای جنوبی	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۳۰۰۰	۷۰۰	۷۰۰	۷۰۰	۷۰۰	۷۰۰
سوئد	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰
سایر کشورها	۳۶۰۰۰	۳۶۰۰۰	۳۴۰۰۰	۳۳۰۰۰	۳۳۰۰۰	۳۳۰۰۰	۳۳۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰	۳۰۰۰۰
مجموع دنیا	۱۲۰۰۰۰	۱۲۰۰۰۰	۱۲۰۰۰۰	۱۴۰۰۰۰	۱۴۳۰۰۰	۱۳۰۰۰۰	۱۳۰۰۰۰	۱۴۰۰۰۰	۱۴۰۰۰۰	۱۴۰۰۰۰	۱۴۰۰۰۰	۱۴۰۰۰۰	۱۷۰۰۰۰

- ارقام مربوط به سال ۲۰۰۷ تخمینی است.
- اطلاعات جدول از منبع شماره ۲ اخذ گردیده است.

جدول ۱-۳- میزان ذخیره قطعی سرب در کشورهای دنیا [۷]

کشور	ذخیره قطعی												
	۱۹۹۵	۱۹۹۶	۱۹۹۷	۱۹۹۸	۱۹۹۹	۲۰۰۰	۲۰۰۱	۲۰۰۲	۲۰۰۳	۲۰۰۴	۲۰۰۵	۲۰۰۶	*۲۰۰۷
ایالات متحده	۸۰۰۰	۸۰۰۰	۷۰۰۰	۶۵۰۰	۶۵۰۰	۶۷۰۰	۸۷۰۰	۸۱۰۰	۸۱۰۰	۸۱۰۰	۸۱۰۰	۸۱۰۰	۷۷۰۰
استرالیا	۱۹۰۰۰	۲۰۰۰۰	۱۸۰۰۰	۱۸۰۰۰	۱۷۰۰۰	۱۵۰۰۰	۱۵۰۰۰	۱۵۰۰۰	۱۵۰۰۰	۱۵۰۰۰	۱۵۰۰۰	۱۵۰۰۰	۲۴۰۰۰
کانادا	۴۰۰۰	۴۰۰۰	۴۰۰۰	۳۵۰۰	۲۳۰۰	۱۸۰۰	۱۶۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۴۰۰
چین	۷۰۰۰	۷۰۰۰	۶۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۹۰۰۰	۱۱۰۰۰	۱۱۰۰۰	۱۱۰۰۰	۱۱۰۰۰	۱۱۰۰۰	۱۱۰۰۰
قزاقستان	–	–	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۵۰۰۰	۵۰۰۰	۵۰۰۰	۵۰۰۰	۵۰۰۰	۵۰۰۰
مکزیک	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۵۰۰	۱۵۰۰	۱۵۰۰	۱۵۰۰	۱۵۰۰	۱۵۰۰
مراکش	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰
پرو	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۳۵۰۰	۳۵۰۰	۳۵۰۰	۳۵۰۰	۳۵۰۰	۳۵۰۰
آفریقای جنوبی	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۲۰۰۰	۴۰۰	۴۰۰	۴۰۰	۴۰۰	۴۰۰
سوئد	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰	۵۰۰
سایر کشورها	۲۴۰۰۰	۲۴۰۰۰	۲۲۰۰۰	۲۱۰۰۰	۲۱۰۰۰	۲۳۰۰۰	۲۲۰۰۰	۱۹۰۰۰	۱۹۰۰۰	۱۹۰۰۰	۱۹۰۰۰	۱۹۰۰۰	۲۴۰۰۰
مجموع دنیا	۶۸۰۰۰	۶۹۰۰۰	۶۵۰۰۰	۶۶۰۰۰	۶۴۰۰۰	۶۴۰۰۰	۶۴۰۰۰	۶۸۰۰۰	۶۷۰۰۰	۶۷۰۰۰	۶۷۰۰۰	۶۷۰۰۰	۷۹۰۰۰

- ارقام مربوط به سال ۲۰۰۷ تخمینی است.
- اطلاعات جدول از منبع شماره ۲ اخذ گردیده است.

۱-۵- کانی‌های سرب:

نزدیک به ۷۰ درصد سرب معدنی از کانه‌های مخلوط سرب و روی که به طور معمول مقادیر روی آنها بیشتر از سرب است، تولید می‌شود. نزدیک به ۲۰ درصد از تولید سرب مربوط به کانه‌های مخلوطی است که مقدار سرب در آنها از روی بیشتر است و ۱۰ درصد بقیه تولید سرب در رابطه با کانی‌های مس دار است.

سرب در طبیعت به صورت سولفید، سولفات، کربنات و نمک های سرب یافت می شود. تاکنون ۱۳۰ نوع کانه سرب شناخته شده است که در میان آنها سولفور سرب (گالن PbS) مهمترین و اقتصادی‌ترین است و ۹۰ درصد از تولید فلز سرب از این کانه است. دیگر کانه با اهمیت سرب سروزیت یا کربنات سرب ($PbCO_3$) است[۸].

در جدول ۱-۴ کانی‌های مهم، فرمول شیمیایی و عیار سرب آنها ارائه شده است. در ادامه نیز به اختصار راجع به گالن و سروزیت که کانی‌های مهم سرب هستند، مطالبی آورده می‌شود.

جدول۱-۴ -کانی های مهم سرب، فرمول شیمیایی و عیار سرب آنها[۸]

نام کانی	فرمول	درصد Pb
گالن	PbS	۸۶،۶
سروزیت	$PbCO_3$	۷۷،۵۵
انگلیزیت	$PbSO_4$	۶۸،۳۳
پیرومورفیت	$Pb(Cl(PO_4)_3)$	۷۶،۳۸
بورنونیت	$CuPbSbS_3$	۴۲،۴
بولانژریت	$Pb_3Sb_4S_{11}$	۵۵،۲
ولفنیت	$PbMoO_4$	۶۱،۴
وانادینیت	$Pb_5(VO_4)_3Cl$	۷۸،۳
مینیوم	PbO_2	-

۱-۵-۱- گالن(PbS)

گالن یا سولفید سرب (PbS)، مهمترین کانه سرب است. در گالن خالص ۸۶/۶ درصد سرب موجود است. این کانی در سیستم مکعبی (Cubic) متبلور می‌شود. گالن، بیشتر به صورت قلوه‌ای پدید می‌آید، گالن به صورت توده‌ای شکل، دانه‌ای و درشت یا پراکنده نیز دیده می‌شود. رنگ آن خاکستری تیره، خاکستری روشن و دارای جلای فلزی است. سختی گالن ۵/۲ و وزن مخصوص آن ۷/۵ است و همیشه مقداری نقره (۰/۰۱ تا ۱ درصد) در ترکیب آن وجود دارد[۸].

۱-۵-۲- سروزیت ($PbCO_3$)

سروزیت یا کربنات سرب در سیستم اورتورومبیک متبلور می‌شود. مقدار سرب در این کانه ۷۷/۵۵ درصد است. بلورهای آن در فرم‌های گوناگون سیستم اورتورومبیک و یا ماکل سه‌تایی با شکل ظاهری هگزاگونال نمایان می‌شود. این کانه به صورت توده‌ای، دانه ریز تا متراکم، ساقه‌ای و رشته‌ای(با جلای ابریشمی) پدید می‌آید. سروزیت دارای شکستگی صدفی است. این کانی در صورت خالص بودن بی‌رنگ و شفاف و دارای جلای چرب و الماسی است و در صورت وجود ناخالصی به رنگ سفید خاکستری و یا قهوه‌ای مایل به زرد است. سختی سروزیت ۳ و وزن مخصوص آن ۶/۵ است[۸].

۱-۶- انواع کانسارهای سرب و روی

در کتب زمین شناسی اقتصادی ذخایر سرب و روی به چهار دسته مهم استراتی باند، اسکارن، ماسیو سولفید و گرمابی تقسیم شده اند[۱]. عیار و میزان ذخیره کانسارهای مهم در جدول ۱-۵ ذکر شده است.

جدول ۱-۵- عیار و میزان ذخیره کانسارهای مهم Pb-Zn [۱]

نوع ذخیره	کانیهای مهم	عیار سرب (٪)	عیار روی (٪)	ذخیره میلیون تن	کشور
استراتی باند	گالن-اسفالریت	۶-۱۲	۵-۱۲	۱۵۰-۳۰۰	استرالیا، کانادا
اسکارن	//	۱-۱۰	۳-۱۶	۰،۱-۲۰	مکزیک
ماسیو سولفید	//	۳-۲۵	۳-۱۲	۰،۱-۲۰	مکزیک، آمریکا
گرمابی	//	۳-۲۰	۳-۱۰	-	-

۱-۶-۱- کانسارهای ماسیو سولفید آتشفشانی

در خصوص منشاء فلزات Pb-Zn-Cu-Au-Ag در کانسارهای ماسیو سولفید سه حالت کلی پیشنهاد شده است:

الف- آبهای اقیانوسی توسط توده نفوذی که در حال سرد شدن است گرم شده و ضمن چرخش در سنگهای آتشفشانی عناصر Pb-Zn-Cu را از سنگها شسته و با خود حمل می‌نمایند.

ب- عناصر Pb-Zn-Ag-Cu-Au منشأ ماگمایی داشته و توسط آبهای ماگمایی و اقیانوسی حمل می‌شوند.

پ- عناصر Pb-Zn-Ag از سنگهای آتشفشانی شسته می‌شوند و عناصر Cu-Au منشأ ماگمایی دارند.

کانسارهای ماسیو سولفید دارای دو بخش اصلی هستند:

۱. بخش کانی سازی به حالت استوک ورک[1] و افشان که در داخل سنگهای آتشفشانی تشکیل می-شود. به این بخش از کانی سازی زون استرینگر[2] نیز گفته می‌شود.

[1] Stock work
[2] Stringer zone

۲. کانی سازی بخش توده‌ای که شامل لایه‌های نازک سولفید و کانی هاست. سولفیدها بسیار دانه ریز هستند و گاهی اشکال گل کلمی دارند. بخش اعظم کانی سازی را زون توده‌ای تشکیل می‌دهد.

زون کانی سازی به حالت توده‌ای در شرایط محیط آب اقیانوسی تشکیل شده است.

عناصر Zn,Pb,Cu توسط کمپلکس‌های کلر و Au در دمای بیش از ۳۰۰°C عمدتاً به صورت کمپلکس کلر و در دمای پایین‌تر عمدتاً به صورت کمپلکس بی‌سولفید حمل می‌شوند.

در بخش کانی سازی بصورت استوک ورک و افشان ضمن کاهش دمای محلول از ۳۵۰ به ۳۰۰°C از پایداری و غلظت کمپلکس‌های مس و طلا کاسته شده و در زون استرینگر مس و طلا بر جای گذاشته خواهد شد.

در دمای کمتر از ۳۰۰°C طلا عمدتاً به صورت کمپلکس‌های بی‌سولفید حمل می‌شوند و کاهش دما موجب افزایش غلظت بی سولفید طلا در محلول می‌شود.

در محدوده دمای ۳۰۰ تا ۲۶۰°C در محیط آب دریا اولین کانی سازی ماسیو سولفید شامل سولفیدهای مس و پیریت تشکیل می‌شود. با کاهش دما از محدوده ۲۵۰°C به تدریج کانی سازی گالن و اسفالریت و به مقدار جزئی کالکوپیریت تشکیل می‌شود[۱].

۱-۶-۱-۱- ماسیو سولفید نوع کوروکو

این ذخایر در کمربندهای آتشفشانی زیر دریایی مرتبط با زون فرورانش جزایر قوسی یا زون بازشدگی پشت کمربند جزایر قوسی تشکیل می‌شوند. سنگهای همراه عبارتند از مجموعه اندزیت-داسیت و ریولیت نوع کالک آلکالن.

ذخیره شامل دو بخش توده‌ای و بخش استوک ورک است. بخش توده‌ای غالباً به شکل عدسی است. ضخامت عدسی به چندین متر و گسترش آن به چندین صد متر می‌رسد. کانی سازی در بخش توده-ای دارای لایه بندی است و ذرات سولفید بسیار دانه ریز هستند. بخش استوک ورک در داخل سنگهای آتشفشانی تشکیل شده است و سولفیدها به نسبت دانه درشت‌تر هستند.

کانی شناسی زون استوک ورک شامل کوارتز، کالکوپیریت، پیریت و باریت است. بخش توده‌ای را می-توان به دو قسمت تقسیم کرد.

ذخیره زرد رنگ که حاوی پیریت، کالکوپیریت و مقدار جزئی اسفالریت، باریت و کوارتز است و ذخیره سیاه رنگ که در بالای ذخیره زرد رنگ واقع شده است. این ذخیره حاوی اسفالریت، گالن، کالکوپیریت، پیریت، باریت و کوارتز است. باریت نوع نوع رسوبی شیمیایی در بالا و اطراف ذخیره تشکیل شده است. بخش فوقانی ماسیو سولفید را چرت‌های آهن دار می‌پوشانند.

معمولاً بیش از ۶۰٪ ذخیره به صورت بافت توده‌ای و کمتر از ۳۰٪ در بخش استوک ورک متمرکز شده است.

میزان ذخیره از ۱،۵ تا ۲۰ میلیون تن در نوسان است. در یک منطقه چندین ذخیره می‌تواند تشکیل شده باشد (کاکس و سینگر، ۱۹۸۶). عیار متوسط شامل Zn=٪۲ ، Pb=٪۱،۹ و Cu=٪۱،۳ و Ag تا ۹،۵gr/t و Au=۱۳ gr/t است[۱].

۱-۶-۱-۲- ماسیو سولفید نوع قبرس

این نوع ذخایر ابتدا در قبرس و در مجموعه بازالت‌های بخش فوقانی افیولیت‌ها کشف و گزارش شده-اند. محیط تکتونیکی این ذخایر مناطق زون گسترش پوسته‌های اقیانوسی است. کانی سازی در مجموعه بازالت‌های تولئیت بالشی که در قسمت افیولیت‌ها هستند، تشکیل گردیده است.

بخش توده‌ای با لایه بندی نازک در بالای بخش استوک ورک و برشی قرار گرفته است. بافت گل کلمی در بخش توده‌ای متداول است.

کانیهای اصلی عبارتند از پیریت، کالکوپیریت، مگنتیت، اسفالریت، مارکازیت، پیروتیت، مقدار کم گالن، هماتیت، کوبانیت. میزان سولفید ۲۰ تا ۵۰٪ است.

همراه این ذخایر گاهی گچ نیز گزارش شده است. در بالای ذخیره چرت و یا رسوبات رسی غنی از اکسید و هیدروکسیدهای آهن قرار دارد.

در یک منطقه مناسب معمولاً چند ذخیره تشکیل می‌شود. برای ذخایر بزرگ طول به ۶۵۰ متر، عرض به ۲۰۰ متر و ضخامت به ۵۰ متر می‌رسد. میزان ذخیره بین چند صد تا ۲۰ میلیون تن است. عیار مس ۰،۵ تا ۵ درصد، روی ۰،۱ تا ۲ درصد، طلا ۰،۰۱ تا ۱ اونس در تن، نقره ۰،۲ تا ۲ اونس در تن و کبالت ۰،۳۵ درصد است[۱].

۱-۶-۱-۳- ماسیو سولفیدهای آرکئن

در مجموعه‌ای از سنگهای آتشفشانی زیر دریایی بازالت-آندزیت-داسیت و به مقدار کم ریولیت کشف شده است. این سنگها و ذخایر همراه تحت تاثیر دگرگونی به مجموعه‌ای از شیست‌ها تبدیل شده

است. فرآیند دگرگونی نقشی در کانی سازی ماسیو سولفید نداشته بلکه موجب تغییراتی در عیار و زون بندی اولیه ماسیو سولفیدها شده است.

ذخیره دارای بخش توده‌ای به شکل عدسی و بخش زیرین با بافت استوک ورک است. بخش توده‌ای حالت لایه بندی دارد.

ذخیره توده‌ای در بخش زیرین حاوی پیریت، کالکوپریت، کوارتز و مقدار جزئی پیروتیت و در بخش فوقانی شامل پیریت-اسفالریت و کالکوپیریت است.

عیار این ذخایر به شرح زیر است:

Au=۰،۸ gr/t ، Ag=۰،۲ gr/t ، Zn=٪۳،۵ ، Pb=٪۰،۰۷ و Cu=٪۱،۵ . میزان ذخیره چند صد هزار تن تا حداکثر ۲۰ میلیون تن است (لیدون، ۱۹۸۴). [۱]

۱-۶-۱-۴- ماسیو سولفید بشی

همراه به مجموعه‌ای از سنگهای رسوبی آواری و سنگهای آتشفشانی و کربنات‌ها در محیط تکتونیکی زون کششی پشت جزایر قوسی یافت می‌شوند.

محدودیت سنی ندارند، اما غالب آنها در کامبرین، پرمین و اواخر تریاس تشکیل شده‌اند.

بافت توده‌ای با لایه بندی منظم دارند. سولفیدها به صورت دانه ریز تا متوسط هستند. ذخیره به صورت توده‌ای با حالت صفحه‌ای و ضخامت چند متر و گسترش طولی تا چند تا چند کیلومتر دیده می‌شود.

کانیهای تشکیل دهنده شامل پیریت، پیروتیت، کالکوپیریت، اسفالریت، کبالیت، گالن، بورنیت، تتراهدریت، استانیت، مولیبدنیت، آرسنوپیریت و مارکازیت است.

ذخیره بین کمتر از ۱ تا ۱۱۰ میلیون تن و عیار ٪Cu=۱،۵-۴،۸ و ٪Zn=۱-۳ و gr/t Ag=۴-۲۰ مـی-باشد. [۱]

۱-۶-۲- کانسارهای سرب و روی در سنگ های رسوبی

کانسارهای سرب و روی در سنگهای رسوبی به دو گروه عمده قابل تقسیم هستند.

I. کانسارهای Pb-Zn نوع سین ژنتیک

این کانسارها در شیل ها و سنگهای رسوبی کلاستیکی تشکیل شده اند. این کانسارها به نام سـدکس نیز معروف اند. حدود ٪۵۰ Pb-Zn دنیا از ذخایر سدکس بهره برداری می‌شوند. میزان Cu کانسارهای سدکس[۳] نسبتاً کم است.

II. کانسارهای Pb-Zn نوع اپی ژنتیک در سنگهای کربناته شامل انواع زیر هستند.

۱. کانسارهای Pb-Zn نوع ایرلند در سنگهای کربناته

۲. کانسارهای Pb-Zn نوع می‌سی‌سی‌پی در سنگهای کربناته

۳. کانسارهای Pb-Zn-Ag نوع جانشینی در سنگهای کربناته

۴. کانسارهای Pb-Zn نوع اسکارنی در سنگهای کربناته

۱-۶-۲-۱- کانسارهای Pb-Zn-Ag همراه شیل نوع سدکس

این ذخایر در حاشیه حوضه‌های تکتونیکی محصور در مجموعه حوضه‌های بزرگ درون قاره ای همراه با سنگهای کلاستیک که بخش اعظم آن را شیل‌های سیاه رنگ حـاوی مـواد ارگـانیکی، سیلتـستون، چرت، آرژیلیت سیلیسی با میان لایه‌هایی از ماسه سنگ توربیـدیتی و گنگلـومرا تـشکیل داده اسـت،

[3] Sedex (sedimentary exhalative massive sulfide deposits)

یافت می‌شوند. مقدار کمی توف و سایر سنگهای آتشفشانی نیز در مجموعه گزارش شده است. رسوبات تبخیری نیز در بخش ساحلی حوضه تشکیل شده است.

مثال: مک آرتور (استرالیا)، مانت ایسا (استرالیا)، راملزبرگ (آلمان)، رد داگ (آلاسکا)، سولیوان (کانادا) کانی شناسی ذخیره شامل پیریت، پیروتیت، اسفالریت، گالن و به مقدار کم کالکوپیریت است. کانیهای جزئی (فرعی) عبارتند از: آرسنوپیریت، آنارژیت، مولیبدنیت، کبالت، کاسیتریت و سولفاتها

۱۰٪ ذخایر کشف شده دارای بیش از ۱۳۰ میلیون تن ذخیره هستند. ذخیره سولیوان شامل ۱۳۰ میلیون تن است (Ag=۷ gr/t ، Zn=۵،۷٪، Pb=۶،۶٪). [۱]

۱-۶-۲-۲- کانسارهای Pb-Zn نوع ایرلند

در محیط‌های دریایی کم عمق و در زون‌های گسلی بخش حاشیه‌ای حوضه به همراه مجموعه از سنگهای کربناته (فاقد واحد رسی) و شیل‌های کربناته، ماسه سنگ، چرت، سنگ آهن و سنگ آهک یافت می‌شوند. مثال: ناوان، لیشین، تیناق (ایرلند)، تروپا (اسپانیا) و ویگ وام، آسپر جرسی (کانادا). کانیهای موجود در ذخیره شامل اسفالریت، گالن، باریت، کالکوپیریت، پیروتیت، سولفوسالتها، تنانتیت، تتراهدریت، پیریت، کوارتز، سیدریت، هماتیت و مگنتیت است. [۱]

۱-۶-۲-۳- کانسارهای سرب و روی همراه سنگهای کربناته یا نوع می‌سی‌سی‌پی

این کانسارها از نوع اپی ژنتیک هستند. محلول گرمابی غنی از NaCl در دمای حدود ۱۰۰ تا ۲۰۰ درجه سانتیگراد در سنگ کربناته موجب کانی سازی Pb-Zn-Ag شده است. این نوع ذخایر به تعداد قابل ملاحظه‌ای در آمریکا کشف شده اند.

کانی شناسی این ذخایر نسبتاً ساده و شامل پیریت، گالن، اسفالریت، مارکازیت، کلسیت و دولومیت است. در بعضی از این ذخایر فلوریت و باریت نیز گزارش شده است. [۱]

۱-۶-۲-۴- کانسارهای Pb-Zn-Ag نوع جانشینی

این کانسار در سنگهای کربناته که توسط توده‌های نفوذی اسیدی- حد واسط قطع شده‌اند، یافت می-شوند و می‌توانند مرتبط با کانی سازی مس پورفیری، مولیبدن پورفیری و یا قلع پورفیری باشند. مثال: لدویل (کلرادو، آمریکا) ، پورکا (نوادا، آمریکا).

اسفالریت، گالن، پیریت، کالکوپیریت، مارکازیت، آرسنوپیریت، انارژیت، تتراهدریت، الکتروم، دیژنیت، استفانیت، پلی بازیت، کلاوریت، باریت، ژیپس و کوارتز کانی‌های تشکیل دهنده این نوع کانسار هستند.

میزان ذخیره از حدود ۱ تا ۳۰ میلیون تن و عیار gr/t ۴۰۰-۷۰ Ag ، ٪۱۰-۹=Zn، ٪۸-۷=Pb) گزارش شده است. [۱]

۱-۶-۳- کانسارهای اسکارن Pb-Zn

اسکارن‌های Pb-Zn در اعماق مختلف و در ارتباط با توده‌های نفوذی اسیدی- حد واسط تشکیل می-شوند. اغلب کانسارهای اسکارن Pb-Zn در ارتباط با کانی سازی مس پورفیری، مولیبدن پورفیری و یا قلع پورفیری هستند. بیشتر آنها در محدوده زمانی دوران دوم و سوم کشف شده اند. اما محدودیت زمانی ندارند.

بافت و شکل ذخیره در مجاورت توده‌های نفوذی ذخیره از شکل توده پیروی می‌کند. اسکارن‌های حاشیه‌ای، دارای اشکال نامنظم هستند. شکل اسکارن تابع تغییرات لیتولوژی سنگ کربناته، شکل و

حالت گسل و شکستگیها و عواملی که بعد از تشکیل اسکارن موجب چین خوردگی و تغییرات تکتونیکی شده اند، می‌باشد. بافت به صورت جانشینی، توده‌ای و گرانوبلاست دیده می‌شود.

کانیهای اصلی شامل اسفالریت ± گالن ± پیروتیت ± مگنتیت ± آرسنوپیریت ± کالکوپیریت ± بورنیت هستند. کانیهای جزئی عبارتند از: بیسوتینیت، استانیت، کاسیتریت، تتراهدریت، مولیبدینیت، کلریت و طلای خالص. کانی شناسی اسکارن سرب- روی بر حسب اینکه مرتبط با کدامیک از سیستم‌های پورفیری باشد، معتبر است.

میزان ذخیره کمتر از ۳ میلیون تن تا ۴۵ میلیون تن است. عیار Pb تا ۱۰٪، Zn تا ۱۵٪، Ag تا ۲۰۰gr/t و Cu تا ۰،۲٪ است (ری،۱۹۹۵). [۱]

۱-۶-۴- کانسارهای گرمابی

اکثر کانسارهای سرب دنیا از منشاء گرمابی هستند. شنایدرهون (۱۹۶۲) کانسارهای سرب را از نظر نحوه پیدایش، شکل و پاراژنز به صورت زیر تقسیم‌بندی کرده است[۸،۲]:

۱-۶-۴-۱- کانسارهای رگه‌ای سرب و روی

رگه‌های گرمابی سرب فراوانترین نوع کانسارهای این فلز است که البته از نظر محصول جهانی، بعد از کانسارهای دگرسانی قرار دارد. علاوه بر آن اصولاً از رگه‌های معدنی سایر فلزات نیز فراوان‌تر بوده، به وسیله تشکیلات رگه‌ای واسط با سایر رگه‌های گرمابی مربوط می‌شود.

تشکیلات رگه‌ای از نظر پاراژنتیک نیز متنوع هستند. مواد معدنی اصلی این رگه‌ها گالن، اسفالریت و عموماً هر دو آنهاست. اکثراً پیریت و مقدار کمی کالکوپیریت و بورنیت نیز همراه آنها تشکیل می‌گردند.

مقدار کانی‌های دارای ترکیب پیچیده آرسنیک، آنتیموان و کانی‌های نقره در این رگه‌ها بیش از کانسارهای دگرسانی سرب است. در تشکیلات حرارتی بالا، پیروتین و کانی‌های نقره نیز دیده می‌شود. باطله این رگه‌ها از کربنات‌ها و بالاخص سیدریت، دولومیت، کلسیت، کوارتز، باریت و فلوئورین است. فیلوسیلیکات‌ها مانند کلریت، دیکیت و کائولینیت به مقدار کم مشاهده می‌شوند. کانی‌سازی غالباً چند مرحله‌ای بوده و وضع پیچیده باطله این رگه‌ها از کربنات‌ها و بالاخص سیدریت، دولومیت، کلسیت کوارتز، باریت و فلوئورین است. فیلوسیلیکات‌ها مانند کلریت، دیکیت و کائولینیت به مقدار کم مشاهده می‌شوند. [۸،۲]

۱-۶-۴-۲- کانسارهای دگرسانی سرب و روی در سنگ‌های آهکی

کانسارهای دگرسانی پنوماتولیتی مجاورتی -گرمابی

حرارت تشکیل در پیدایش این کانسارها مؤثر است. این کانسارها در داخل سنگهای واکنش‌پذیر همچون آهک، مارن و ماسه سنگهای آهکی، به شکل توده‌های تخت در امتداد شکاف و چینه‌بندی سنگها تشکیل می‌شوند. حجم کانسار از کوچک تا نسبتاً حجیم متغیر بوده و توده معدنی شکل نامنظمی دارد. عموماً کانسار از تعداد زیادی توده‌های کوچک مجزا از هم تشکیل می‌شود. پاراژنز این توده‌ها کانی‌های اسکارن، هورنبلند، اپیدوت و گرونا و کانه‌های آنها بلاند، گالن و مقدار کمی کالکوپیریت است. مقدار گالن نسبت به بلاند کمتر بوده و گاهی ممکن است گالن وجود نداشته باشد. ماده معدنی غالباً مقدار زیادی آرسنیک و بیسموت دارد و توده‌های گالن‌دار گاهی دارای مقداری نقره هستند. [۸،۲]

کانسارهای دگرسانی کاتاترمال تا مزوترمال

این کانسارها در برخی مراحل با کانسارهای پنوماتولیتی مجاورتی مشترک بوده، به وسیله حالات واسطی با آنها مربوط می‌گردند. هر دو نوع کانسار مذکور در سنگهای واکنش‌پذیر آهکی تشکیل شده، شکل نامنظم دارند. در این میان توده‌های دگرسانی غالباً خیلی نامنظم‌تر بوده، ضریب تغییرات بزرگتری دارند. کانسارهای دگرسانی مزوترمال پرس ماگماتیک معمولاً همراه بلاند و گالن مقداری پیریت نقره‌دار و کالکوپیریت و به طور محلی انارژیت، آنتیموان، نقره و بیسموت دارند.

این کانسارها دارای گالن با نقره بسیار کم، بلاند روشن (اکثراً، بلند پوسته‌ای)، پیریت ژله‌ای همراه گانگ آهکی، فلوئورین، باریتین و گاهی نیز انیدریت می‌باشند. در منطقه اکسیداسیون کانسارهای آلپ شرقی، ولفینیت نیز پیدا شده است که در بعضی مناطق قابل استخراج است. کانسارهای دگرسانی شمال و شمال غربی راین در آلمان از همین مقوله هستند. [۸،۲]

کانسارهای دگرسانی اپی‌ترمال تا تله‌ترمال

بخشی از بزرگترین کانسارهای سرب و روی دنیا از همین تیپ است. این کانسارها از نظر پاراژنتیک ساده بوده، تنوع کانی‌شناسی کوچکتری دارند. گالن (که عملاً بدون نقره است)، بلاند روشن و بی‌آهن، بلاند پوسته‌ای، پیریت و مارکاسیت ترکیبات فلزی این کانسارها هستند. گانگ از دولومیت، کوارتز دانه ریز یا متراکم و غالباً تیره رنگ و گاهی باریتین، فلوئورین و انیدریت تشکیل می‌شود. بافت دانه ریز تا نسبتاً درشت دانه، ساختمان کلوئیدی و در بعضی موارد ساختمان منطقه‌ای از مشخصات این توده‌های معدنی است. ارتباط این کانسارها با یک ماگما به هیچوجه مشخص نیست. این تیپ کانسارها که

بستگی زمانی و مکانی آنها به ماگمای معین معلوم نیست، از طرف شنایدرهون با عنوان تشکیلات گرمابی ثانوی معرفی شده‌اند. [۸،۲]

۱-۶-۴-۳- کانسارهای اشباعی سرب و روی

از نظر اقتصادی کانسارهای اشباعی سرب و روی در سنگهای سیلیکاته اهمیت کمتری نسبت به دیگر انواع کانسارها دارند. مهمترین نمونه این کانسارها در ناحیه مچرنیچ مابیج در شمال ایفل واقع است. پاراژنز این کانسار از گالن‌های بی‌نقره و بلاند قهوه‌ای روشن تا سرخ، کالکوپیریت، مارکاسیت و ترکیبات آنتیموان و گانگ آن از دولومیت، آنکریت، سیدریت و بالاخره کلسیت، کوارتز و باریتین تشکیل شده است. تقریباً تمام کانی‌های مربوط به اکسیداسیون سرب نیز در این کانسارها تشکیل می‌شوند. [۸،۲]

۱-۷- سرب و روی در ایران

کانسارهای سرب و روی ایران از نظر جغرافیایی به ۴ ناحیه تقسیم شده اند (بورنول ۱۹۶۸) [۲]:

۱. ناحیه اصفهان- اراک

۲. ناحیه انارک- یزد

۳. ناحیه طبس-فردوس

۴. ناحیه آذربایجان و البرز

تا کنون بیش از ۶۰۰ کانسار سرب و روی در ایران شناخته شده است. با این حال بیشترین شناخت‌ها از ذخایر سرب و روی در ایران، منحصر به کارهای اکتشافی بر روی چندین کانسار محدود (حدود ۲۰ کانسار) است، که از جمله آنها میتوان به کانسارهای انگوران و آهنگران، لکان، کوشک، ایرانکوه، نخلک، مهدی آباد و دونا اشاره کرد. جدول ۱-۶ معادن مهم سرب و روی ایران را نشان می‌دهد[۳].

جدول ۱-۶- معادن مهم سرب و روی ایران [۳]

نام معدن	موقعیت جغرافیایی	کانی های مهم	عیار متوسط روی	عیار متوسط سرب	باطله
انگوران	زنجان	اسمیت زونیت، سروزیت، اسفالریت و گالن	۲۸-۲۵	۷	کوارتز، کلسیت، هماتیت، گوتیت و کائولینیت
کوشک	بافق	گالن و اسفالریت	۸	۲	کوارتز، شیل، کلسیت
ایرانکوه (باما)	اصفهان	اسمیت زونیت ، سروزیت، اسفالریت و گالن	۶	۲	کوارتز، شیل و کلسیت
هفت امارت	اراک		۴،۵	۱،۵	کوارتز، شیل و کلسیت
مهدی آباد ۱	یزد	اسمیت زونیت و سروزیت	۷،۱	۲،۹	باریتین
مهدی آباد ۲	یزد	اسفالریت و گالن	۳،۸	۲،۹	کوارتز
زه آباد	قزوین	اسفالریت و گالن	۶،۵	۴،۵	کوارتز، کلسیت و پیریت
راونج	تهران	سروزیت و گالن		۷	باریتین و کلسیت
نخلک	اصفهان	گالن و سروزیت		۱۰	کنگلومرا، شیست و کلینوباریتین
چاه سرب	خراسان	گالن		۱۰	کوارتز، کلسیت و باریتین
نای بندی	خراسان	اسفالریت و گالن	۶	۳	
تیران	اصفهان	اسفالریت،گالن	۱۵	۷	کلسیت و کوارتز و اسمیت زونیت
آهنگران	ملایر	گالن و اسفالریت	۱۰	۱۰	شیل
لکان	اراک	گالن و اسفالریت	۵	۲	کوارتز، کلسیت و پیریت
رشم	سمنان	گالن،سروزیت، انگلزیت		۶-۵	آندزیت و کوارتز

۱-۸- معدن سرب چنگرزه

۱-۸-۱-مقدمه:

معدن سرب و روی چنگرزه از معادن سرب و روی قدیمی است که از حدود ۴۰ سال پیش متروک شده است به طوری که آثار کارهای شدادی در آن ملاحظه می‌شود. به نظر می‌رسد زمانیکه قیمت سرب و روی به شدت کاهش یافت، فعالیت آن متوقف و متروک گردید. این معدن در زمان بهره برداری به روش زیرزمینی و اطاق و پایه و بصورت اکتشافی - استخراجی مورد بهره برداری قرار گرفته و محصول بدست آمده توسط روش سنگجوری و همچنین با میز و جیگ پرعیار سازی انجام می‌گرفته است.

برای فعالیت های جدید معدن دارای پروانه اکتشاف می‌باشد و در مراحل آخر کارهای اکتشافی قرار دارد زیرا تعداد زیادی ترانشه، نمونه گیری، نقشه زمین شناسی و توپوگرافی تهیه شده است، ضمن اینکه از کارهای قدیمی مقدار زیادی تونل‌های کوچک و بزرگ موجود می‌باشد. ۱۲ تونل جمعاً به متراژ حدود ۱۵۰۰ متر به صورت اکتشافی و استخراجی در محدوده حفر شده است.

محدوده دارای یک سد باطله در کنار کارخانه قدیمی معدن می‌باشد که عیار سرب و روی پایینی دارد و قابلیت کار آن با قیمت تمام شده و قیمت سرب فعلی بررسی خواهد شد. تناژ باطله کارخانه فراوری حدود ۳۰،۰۰۰ تن برآورد شده است. کل ذخیره سطحی نیز ۱۵۵،۰۰۰ تن با عیار سرب ۱۳/۱۵٪ و روی ۱/۳۶٪ به همراه نقره ۸۳ppm می باشد [۴].

۱-۸-۲- موقعیت جغرافیایی و راههای دسترسی

معدن متروکه سرب چنگرزه در حدود ۴/۵ کیلومتری شرق روستای گودرزن و حدود ۳۰ کیلومتری تا جنوب شرقی شهرستان نطنز در استان اصفهان و در محدوده طول‌های جغرافیایی ۵۵-°۵۱ تا ۵۷-۵۱ و عرض‌های جغرافیایی ۱۵-۳۳ تا ۱۶-۳۳ در زون ۳۹ سیستم مختصات جهانی مرکالی (UTM) به مرکزیت ۳۶۸۱۳۲۵ و ۵۸۷۹۰۶ واقع شده است. راه دسترسی به معدن از طریق جاده خاکی روستای گودرزن که از ۱۵ کیلومتری شهرستان نطنز در مسیر نطنز به اصفهان جدا می‌گردد و به طول حدود ۱۹/۵ کیلومتر امکان پذیر است. مسیر روستای گودرزن تا محدوده معدن توسط مجتمع معدنی سرب و روی پارس گالن نطنز و در فاز ۱ مطالعات زمین شناسی بازسازی و مرمت گردیده است[۴].

۱-۸-۳- مورفولوژی و وضعیت آب و هوایی

منطقه معدن چنگرزه کوهستانی بوده و در بخشهایی مورفولوژی تپه ماهوری از خود نشان می‌دهد. بلندترین نقطه در محدوده‌های اطراف معدن دارای ارتفاع بیش از ۲۶۰۰ متر از سطح دریا بوده و از جنوب شرق تا شمال غرب کوه‌های یزدان، آب انبار، تخت چال و لاوان ارتفاعات معدن را تشکیل می-دهند. ارتفاعات عمدتاً از جنس آهک و دولومیت و مناطق پست و تپه ماهوری از جنس آهک‌های شیلی، مارن و ماسه سنگ می‌باشند. در محدوده معدن رودخانه دائمی وجود نداشته و تنها چشمه-هایی با آبدهی کم و قنات‌های کوچک در برخی مناطق مشاهده می‌شوند. از نظر آب و هوایی منطقه نسبتاً خشک، بادخیز و سردسیر بوده بطوریکه در زمستان‌ها عمدتاً تحت پوشش برف قرار می-گیرد[۴].

۱-۸-۴- زمین شناسی ناحیه ای و محلی کانسار

از آنجاییکه محدوده معدن چنگرزه در نزدیکی کنتاکت تـوده‌هـای ولکـانیکی زون ارومیـه - دختـر و سنندج - سیرجان واقع گردیده است، لذا تنوع ماگماتیسم، دگرگونی و تکتونیک در این منطقه مـی-تواند از نقطه نظر پتانسیل کانی سازی با اهمیت باشد. از نظر سنی قدیمی‌ترین تشکیلات این منطقـه مربوط به پرمین می‌باشد که از دولومیت و آهکهای دولومیتی زرد تا خاکستری رنگ (سـازند جمـال) تشکیل شده‌اند.

واحد بعدی تشکیلات به سن تریاس میانی می‌باشد که از دولومیت‌های زرد و آهک‌های سفید و زون-های خردشده و هوازده آهکی (سازند شتری) شکل گرفته‌اند، این واحد به همراه آهـک و آهـک‌هـای شیلی و سیلتی (که سازند نایبند به سن تریاس فوقانی را شامل می‌شوند) می‌باشد.

واحد سوم که روی تشکیلات قبلی قرار گرفته است از شیل‌های سیاه که مطابقت با شیل‌های شمشک به سن ژوراسیک دارد، تشکیل شده است.

واحد چهارم تشکیلات کرتاسه می‌باشد که بصورت دگرشیبی بر روش تـشکیلات تریـاس و ژوراسـیک قرار گرفته‌اند و عبارتند از کنگلومرای قرمز رنگ و سیلت استون و آهک‌های نازک لایـه و آهـک‌هـای مارنی و بالاخره آهک‌های ماسه‌ای خاکستری و آهک‌های حاوی فسیل‌های انوسراموس.

در بخـش شـمالی و بخـصوص شـمال شـرق معـدن بیـرون زدگـی‌هـایی از آنـدزیت‌هـای ولکـانو و آندزیت‌های لاوا و پیروکلاستیک ملاحظه می‌شود که مربوط به ائوسن می‌شوند و این توده‌های نفوذی و فعالیت‌های هیدروژئولوژی بوده‌اند که عامل اصلی کانی‌زایی در تشکیلات قبلی بوده‌اند.

رسوبات دوران چهارم در روی تمام تشکیلات قبلی ستون چینه شناسی این منطقه را کامل مـی‌کنـد. این دوره از تراس‌های قدیم و جدید، واریزه‌های پای بلندی‌ها و رسوبات رودخانه‌ای و برخی لایـه‌هـای افقی تراورتنی محدود می‌گردد. تراسهای جدید در پهنه‌های بین بلندی‌ها پدیدار مـی‌گـردد. رسـوبات چشمه‌های آهک ساز بصورت لایه‌های تراورتنی گستره‌های متعـددی را بـصورت برخـی بلنـدی‌هـا و رسوبات کوهپایه‌ای پدیدار ساخته است[۴].

۱-۸-۵- تکتونیک منطقه:

از نظر تکتونیکی این ناحیه تا حدود زیادی ویژگی‌های ساختاری زون سنندج – سیرجان را داشـته و روندهای شمال غرب – جنوب شرقی و ساختمان‌های چین خورده و گسله‌های متعدد عمدتاً معکوس ساختار منطقه را تا حدود زیادی بر هم زده است. در این ناحیه رسوبات پرمین، تریـاس، ژوراسـیک و کرتاسه و حتی برونزدهای گدازه‌ها و رسوبات آذر آواری ائوسن در یـک گـستره شـمال غربـی جنـوب شرقی گسترش می‌یابد. در محدوده معدن چنگرزه و میلاندر به سبب پی‌آمـد ناشـی از عملکـرد یـک گسل معکوس که به هم ریختگی شدیدی در ساختمان چین خـورده و لایـه‌هـا ایجـاد نمـوده اسـت، شناخت ساختمان چین خورده رسوبات ناممکن یا بسیار پیچیده گشته است و لایه‌ها در این بخش با شیب بیشتر از ۷۰ درجه بصورت همبر با یکدیگر قرار گرفته اند[۴].

در ارتباط با کانه‌زایی، عامل کنترل کننده ساختمانی تا حدود زیادی مرتبط با یک گسل معکوس کـه باعث خرد شدگی سنگ‌های آهکی سازند جمال و قرار گرفتن این سـازند بـر روی رسـوبات تخریبـی سازند نایبند در محدوده معدن گردیده است، می‌باشد. این گسل که نقش عمده ای در شکل دهی بـه توپوگرافی کوه‌های آب انبار و تخت چال ایفا می‌نماید، علی رغم راستای متغیرش دارای رونـد شـمال

شرق جنوب غرب می‌باشد. سایر ساختارهای عادی شرقی - غربی تا شمال غربی - جنوب شرقی نیز در شکل دهی به توپوگرافی ناحیه ای، کنترل همبری رسوبات پرمین، تریاس، ژوراسیک و حتی کرتاسه و نیز توسعه و مساعد سازی شرایط کانی سازی در زون‌های خرد شده منطقه نیز مؤثر بوده و حتی این خرد شدگی‌ها که عمدتاً در واحدهای آهکی بیشترین اثراتش بر جای مانده است شرایط را برای توسعه پدیده کارست شدگی فراهم آورده است.

سنگ درونگیر ماده معدنی در محدوده معدن چنگرزه در کنتاکت آهک‌ها و دولومیت‌های سیلیسی شده کرتاسه و دولومیت‌های شتری تشخیص داده شده است. تیپ کانی سازی احتمالی در این معدن رگه‌ای هیدروترمال مرتبط با فعالیت‌های ماگمایی پس از کرتاسه (فازهای تکتونیکی لارامی یا پیرنه) و عمدتاً گالن یا باریت تشکیل شده در سنگ های آهکی و دولومیتی سیلیسی تشخیص می‌باشد[۴].

۱-۸-۶- زمین شناسی معدن چنگرزه:

قدیمی‌ترین تشکیلات زمین شناسی این معدن از دولومیت‌های زرد رنگ همراه با آهکهای روشن مربوط به تریاس میانی می‌باشد. (T2) این تشکیلات در بخش جنوبی چنگرزه واقع شده و کمتر آثار کانی زایی در آنها ملاحظه می‌شود. در روی این واحد تناوب شیل و ماسه سنگ و آهک‌های آمونیتی قرار گرفته که البته مقدار شیل‌ها نسبت به ماسه سنگ و آهک آمونیتی بسیار زیادتر می‌باشد. (T3) در این واحد نیز کانی زایی دیده نمی‌شود.

سومین واحد، ماسه سنگ و شیل‌های ماسه ای است که در بخش شمالی چنگرزه قرار گرفته و در این واحد نیز کانی زایی عمده ای ملاحظه نگردیده است. (J3)

واحد چهارم یا سنگ میزبان از آهک‌های اوربیتولین دار و شیل‌های سیلتی و آهک‌های ماسه ای تشکیل شده است. این واحد مربوط به کرتاسه میانی، سنگ میزبان آهک، آهک دولومیتی و دولومیت خاکستری و زرد رنگی است که قسمتی از کالبد بخش شمالی و بخش جنوبی معدن را پدید آورده است. بخش جنوبی کوه آب انبار و بخش شمالی کوه تخت چال می‌باشد.

در بخش شمالی رسوبات پرمین با همبری گسل معکوس بر روی رسوبات سازند نایبند قرار گرفته است. خرد شدگی در این رسوبات به ویژه در پیرامون این همبری بسیار شدید است. ماده معدنی در درزه و شکافها و شکستگی‌ها به روشنی و فراوانی جایگزین شده است. پهنای بخشی که تحت تاثیر کانی زایی قرار گرفته تا حدود ۱۲ متر می‌رسد و گستره آن حدودا تا ۱۰۰ متر بالا دست چشمه در دامنه غربی کوه آب انبار قابل پی‌جویی می‌باشد. میانگین ظهور سولفور و کربنات سرب در این بخش خوب به نظر می‌رسد. گالن و ترکیبات ثانویه سرب، باریت و مالاکیت در استخراج‌های این بخش در متن خرد شده سنگ میزبان دیده می‌شود. گالن بصورت تجمعات توده ای و نودول در حفرات و درزهای سنگ میزبان مشاهده می‌گردد.

بخش شمالی (کوه تخت چال): کانی زایی گالن در وضعیتی مشابه بخش جنوبی در آهک‌های دولومیتی شده خاکستری و نیز دولومیت‌های زرد رنگ دیده می‌شود. زون خرد شده در این آهک‌ها و دولومیت‌ها مشخص کننده گسترش کانی زایی است. پهنای بخش خرد شده گالن دار گاهی به ۱ تا ۱/۵ متر می‌رسد. ماده معدنی شامل گالن و سزوزیت، باریت و به مقدار خیلی کم مالاکیت است که در فضای خرد شده سنگ میزبان بصورت رگچه و تجمعات کوچکی پخش شده اند. گالن رگچه ای دانه ریز تا قدری دانه درشت بوده و گاهی اوقات با ضخامت‌های چند سانتی متری یافت می‌شود و ممکن

است همراه باریت و یا بدون آن باشد. احتمالا در آهکهای دولومیتی خاکستری رنگ باریت کمتری دیده می‌شود. باریت که در بخش‌هایی از کوه تخت چال نقش کانه غالب را می‌یابد دارای بافتی شبیه زئولیت است و بصورت رگه‌های کم ضخامت بدون همراهی با کانه‌های سرب و مس نیز یافت می‌شود. مالاکیت در مقادیری ناچیز گاهی باریت را همراهی می‌کند. در دامنه جنوبی کوه تخت چال علاوه بر ظهور رگه‌های سیلیسی در آهک و دولومیت نوارهای قرمز رنگ هماتیزه با پهنای چند متری حاوی اکسیدهای آهن است نمود مشخص می‌یابد و تداوم آن در کوه آب انبار در پیرامون بلندترین ستیغ این کوه نیز قابل ردیابی است و روند این نوار شمال غرب جنوب شرق می‌باشد.

واحد پنجم از شیل و ماسه سنگهای حاوی اکسید آهن تشکیل شده و متعلق به کرتاسه میانی می‌باشد و در دامنه غربی این مجموعه به صورت لنزی درون آهک‌های اوربیتولین دار و شیل‌های سیلتی و دولومیت و مارن که سنگ اصلی دربرگیرنده ماده معدنی می‌باشد قرار گرفته است. وجود اکسیدهای آهن درون این تشکیلات از آلتره شدن و هوازدگی مواد معدنی در تشکیلات همجوار این مجموعه می‌باشد. بالاخره در روی تمامی تشکیلات زمین شناسی آلوویومها و تشکیلات آبرفتی دوران چهارم در این ناحیه میتواند ستون چینه شناسی معدن چنگرزه را تکمیل کند[۴].

۱-۸-۷- کانی سازی معدن

به نظر می‌رسد اکثر تونل ها عمود بر لایه و توده کانی سازی شده باشد و بعد از رسیدن به لایه به صورت دنبال لایه و عمود بر تونل اصلی در دو سمت راست و چپ ادامه می‌یابد. تونل های عمود بر لایه از دو زون کانی زایی عبور می کنند و گاهی دویل حفر شده که تونل بالا و پایین را به یکدیگر وصل می‌کند.

نوع کانی‌های رؤیت شده به صورت غالب گالن می‌باشد که گاهی همراه بـا مالاکیـت و آزوریـت و بـه مقدار کم در بعضی قسمت‌ها به صورت واریزه فلوئورین و باریت نیز دیده مـی‌شـود. در فعالیـت هـای اخیر اکتشافی تعداد زیادی نمونه در تونل ها و بصورت سطحی برداشت شده است که آنالیزها مقـادیر متغیری از سرب، روی و نقره نشان داده است. در گزارش های تهیه شده قبلی تونل های موجود نقشه برداری گردیده و بر اساس عیار سرب، متراژهای تونل تفکیک و برچسب دار شده است. نمونـه هـا بـا توجه به عیار به ۴ قسمت تقسیم بندی گردیده است، که شامل کمتر از ۰/۳٪ ، بین ۳ تا ۱۰٪، از ۱۰ تا ۲۰٪ و بالای ۲۰٪.

با توجه به همبستگی عیار نقره و سرب به نظر می رسد نقره به صورت ادخال بـا کانـه سـرب (گـالن) همراه باشد[۴].

۱-۸-۸- برنامه اکتشافات جدید

اقدامات زیر برای مطالعات جدید و اکتشاف معدن صـورت گرفتـه اسـت: در فـاز اول جـاده سـازی و پاکسازی جاده‌های قدیمی، پاکسازی تونل‌ها، تهیه نقشه زمین شناسـی بـا مقیـاس ۱:۲۰۰۰۰، تهیـه نقشه توپوگرافی ۱:۱۰۰۰ از محدوده معدن، تهیه نقشه زمین شناسی سـطحی از محـدوده معـدن بـا مقیاس ۱:۱۰۰۰، تهیه نقشه تونل‌ها و مناطق استخراج شده آنها تا حد امکان، برداشت تونل‌ها و اخـذ نمونه از آنها و تهیه نقشه‌های نتایج حاصل از آنالیز نمونه‌های سطحی و لنزهای مختلف، برنامه ریـزی اکتشافی در ۳ فاز مختلف.

فاز دوم شامل دو مرحله عملیات ژئوفیزیکی منطقه و حفاری‌های سطحی است. در صورت دستیابی و تائید ذخیره سطحی مناسب جهت استخراج و بهره برداری، همزمان با استخراج معـدن، عملیـات فـاز

سوم ادامه می‌یابد که در این مرحله جهت شناخت مقدار ماده معدنی باقیمانده در زیر تونلها و نیـز در اعماق لنزها، گمانه‌های اکتشافی باید حفر شود[۴].

فصل دوم:

مطالعات کانی شناسی

۲- مطالعات کانی شناسی:

۲-۱- مقدمه

برای مطالعات کانی شناسی ۱۴ مقطع صیقلی در فراکسیون‌های مختلف تهیه شد و تحت مطالعه قرار گرفت. مقاطع صیقلی نشان می‌دهد که گالن عموماً با هاله‌ای از سروزیت احاطه شده و گاه به طور کامل سروزیتی شده است. گانگ بیشتر به صورت ترکیبات سیلیسی و عموماً کوارتز دیده می‌شود. در فراکسیون‌های درشت ذرات گالن با قطعات کوارتز و ترکیبات کربناته درگیر هستند و مقادیر جزئی کولین، کالکوسیت، مالاکیت و پیریت حضور دارند. حضور اسفالریت و اسمیت زونیت نیز در نمونه‌ها منتفی نیست که باید تحت بررسی دقیق‌تر قرار بگیرد.

۲-۲- تعیین درجه آزادی:

بر اساس مطالعات کانی شناسی در فراکسیون ۷۰ مش درجه آزادی گالن+ سروزیت حدود ۹۵٪ است و در مورد گالن به تنهایی بین ۸۵ تا ۹۰ درصد است. با اعمال ۱۰ دقیقه خردایش بیش از ۸۰٪ ذرات از سرند ۷۰ مش (۲۱۲ میکرون) می‌گذرند. در نتیجه ابعاد آزادی ۸۰ درصدی گالن در سایز ۷۰ مش(۲۱۲ میکرون) تعیین گردید.

۲-۳- آنالیز اشعه X:

این بررسی کانی های موجود در خوراک را به ترتیب فراوانی بدین ترتیب اعلام کرده است: دولومیت، کوارتز، آنکریت، ژیزموندیت، گالن، سروزیت، تتراهدریت، آنگلزیت، پیریت، کالکوپیریت، اسفالریت، کالکوسیت، کلسیت، آلبیت و ژیپس.

نتیجه این آنالیز در پیوست موجود است.

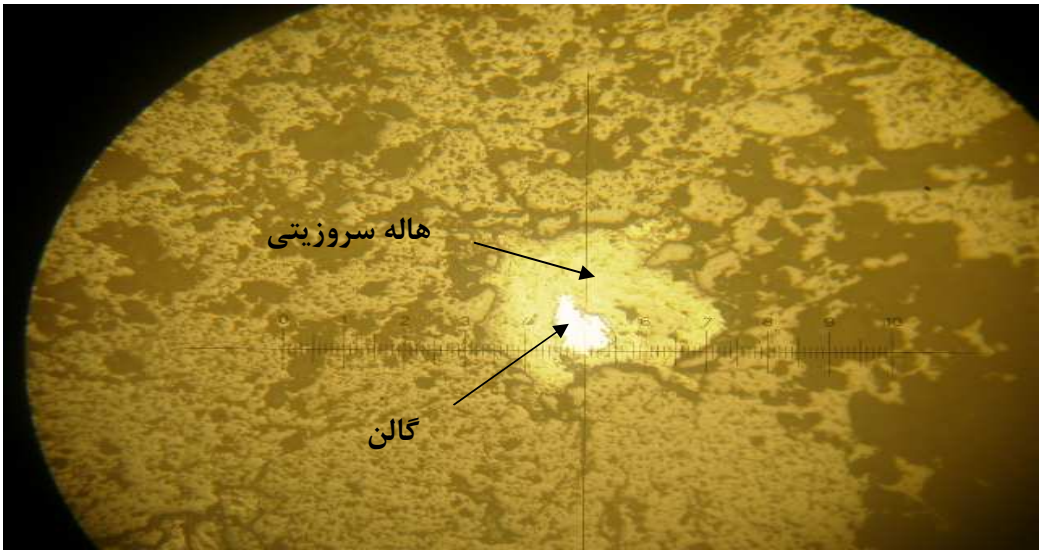
۲-۴- آنالیز شیمیایی:

در آنالیز شیمیایی خوراک که به روش جذب اتمی انجام شد، عیار سرب ۵،۷۵٪، روی ۱،۹۱٪ و مس ۰،۳۱٪ گزارش شده است. در آنالیز دیگری که بر روی خوراک جدید انجام شد، عیار سرب ۲،۳۳٪، روی ۱،۹۸٪ و مس ۰،۱۷٪ گزارش گردید.

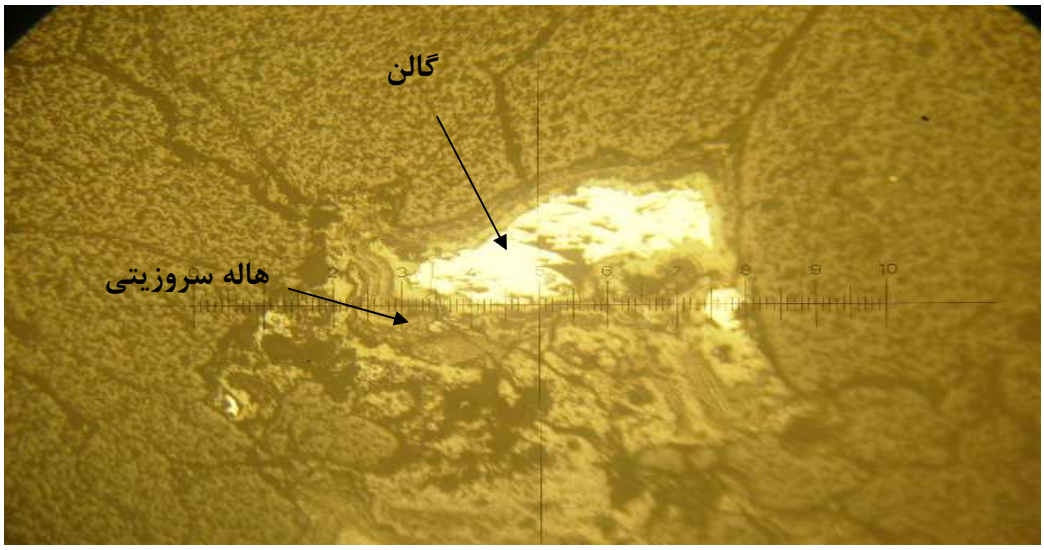
۲-۵- مطالعات میکروسکوپی:

این مطالعات بر روی قطعات نمونه اولیه و فراکسیون‌های ابعادی مختلف صورت گرفته است.

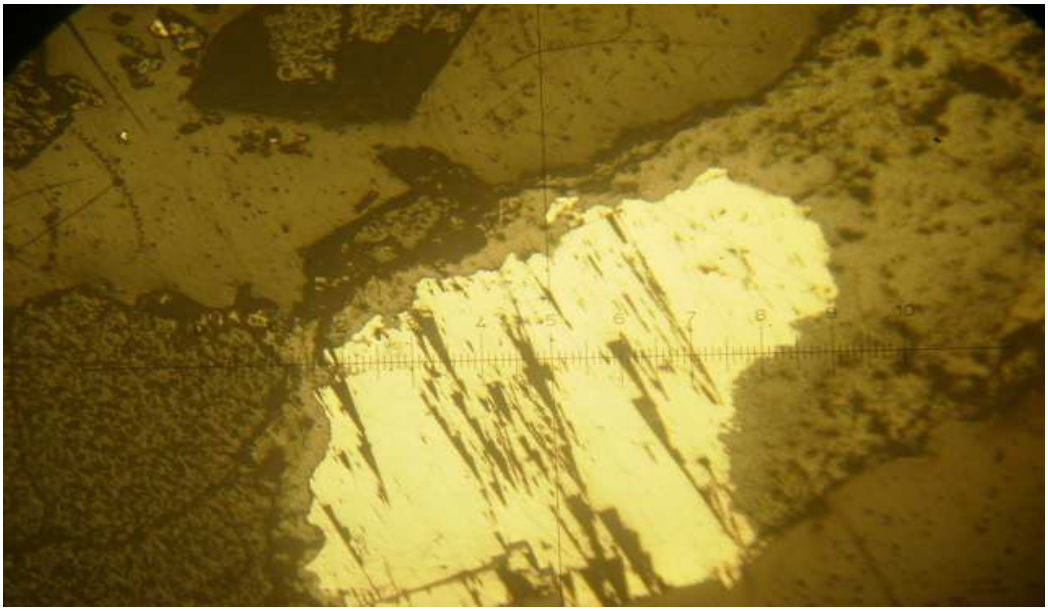
نمونه های سنگ: در این نمونه‌ها گالن، کلیواژ مثلثی و سروزیتی شدن آن و اثرات جزئی مالاکیت، کولین و پیریت دیده می‌شود.



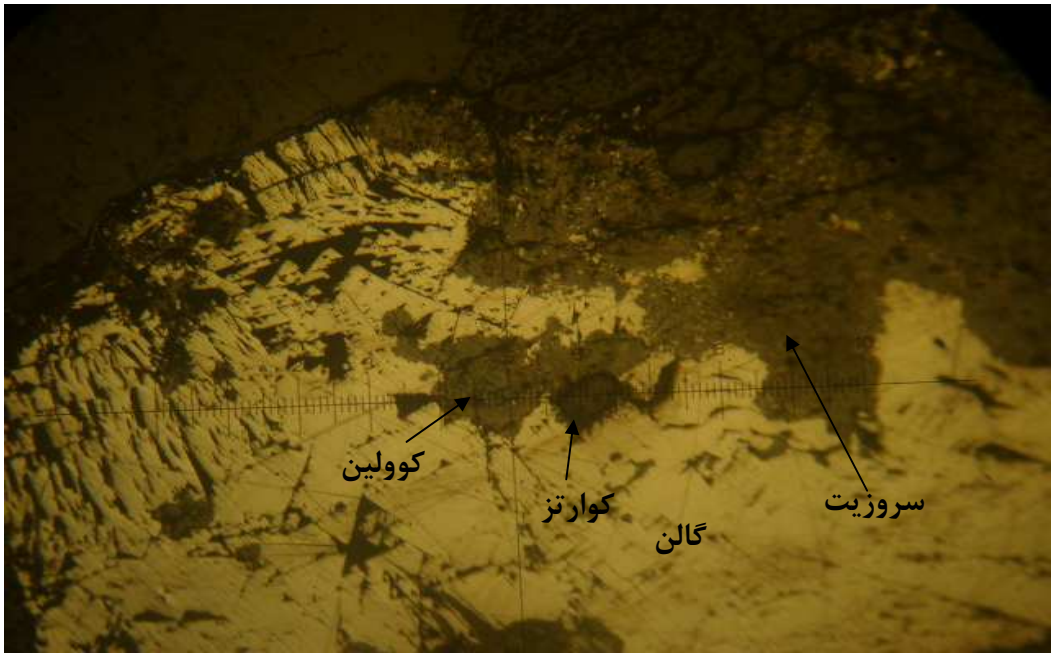
شکل ۲-۱- گالن با هاله سروزیت- نمونه ۵



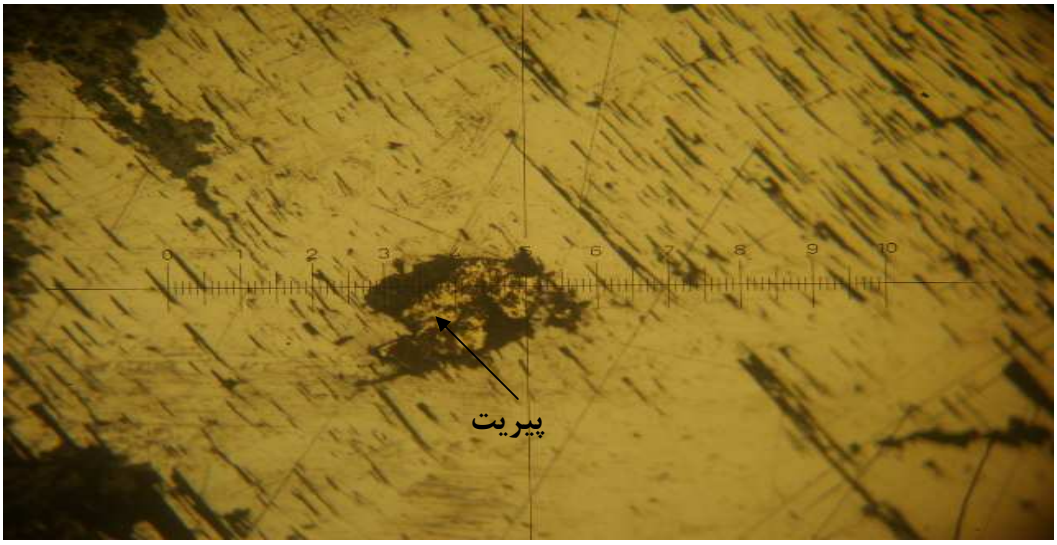
شکل ۲-۲- گالن با هاله سروزیت- نمونه ۴



شکل ۲-۳- گالن با کلیواژ مثلثی- نمونه ۴

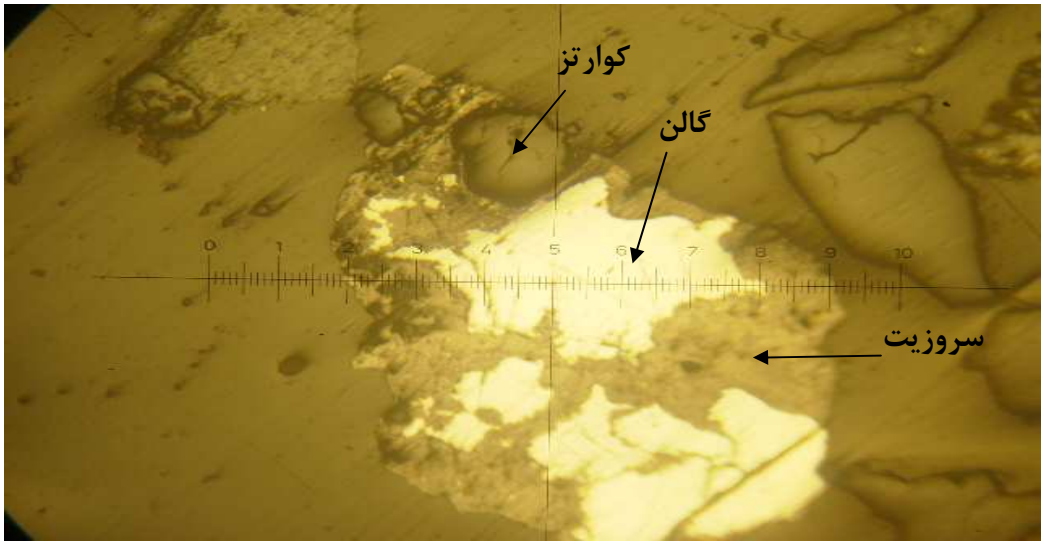


شکل ۲-۴- کوارتز- کولین - سروزیت در گالن- نمونه ۳

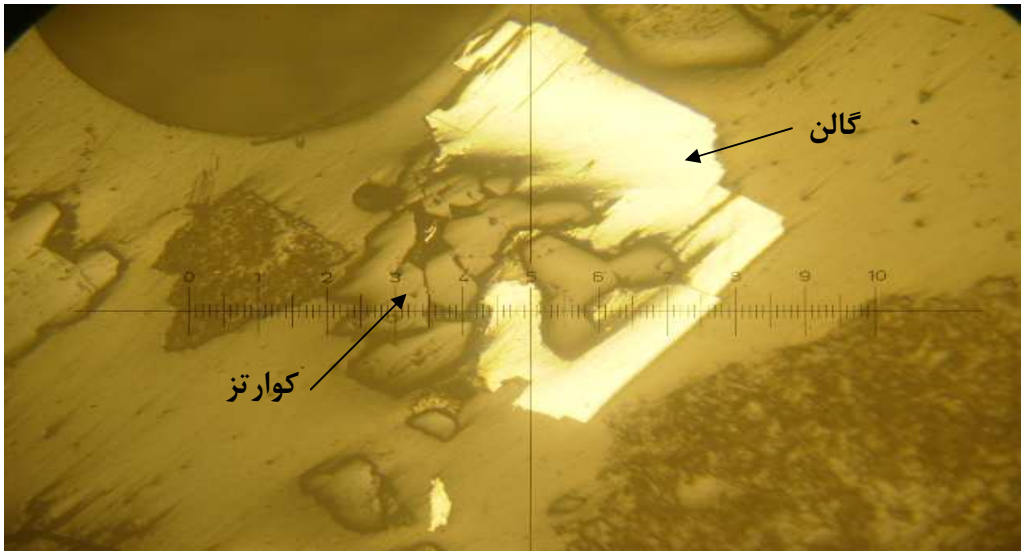


شکل ۲-۵- پیریت به صورت ادخال در زمینه گالن- نمونه ۳

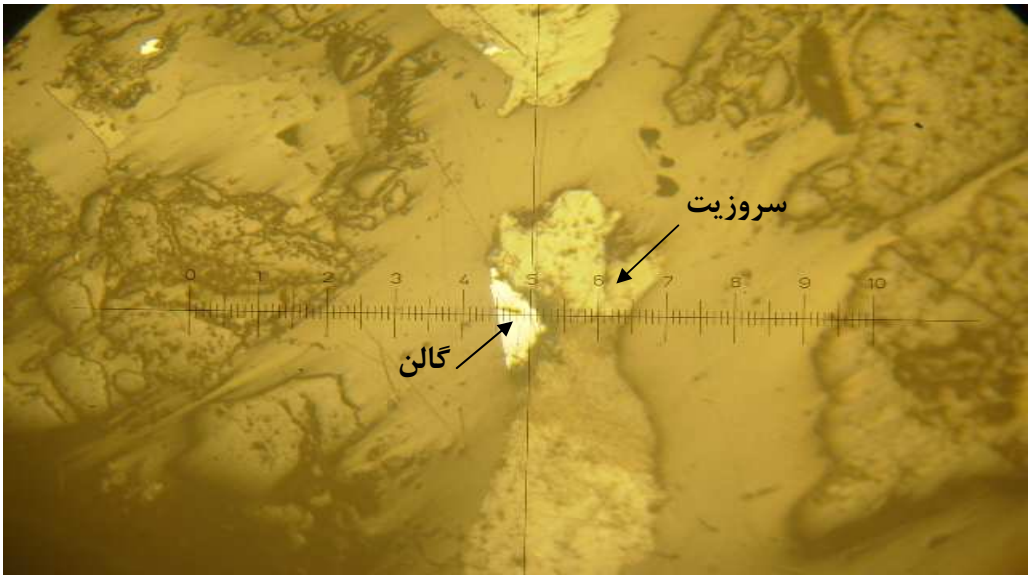
نمونه کلی زیر ۸ مش: در این فراکسیون قطعات عمدتاً درگیر هستند و زوج‌های درگیر با گالن و هم چنین ترکیب سروزیت-گالن و درگیری با کوارتز دیده می‌شود.



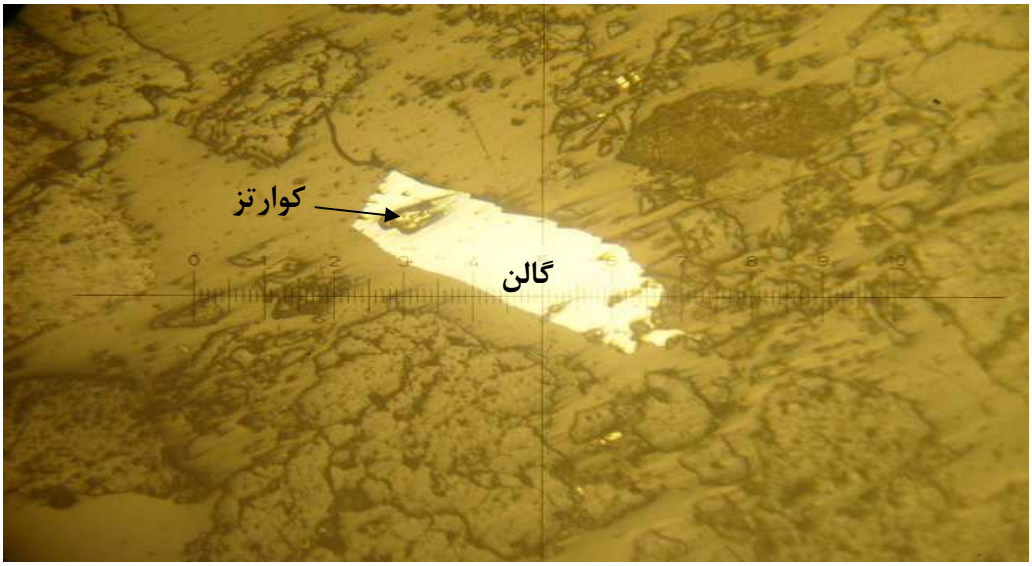
شکل ۲-۶- قطعات گالن و سروزیت درگیر با کوارتز- نمونه H10



شکل ۲-۷- کوارتز درگیر با گالن- نمونه H10

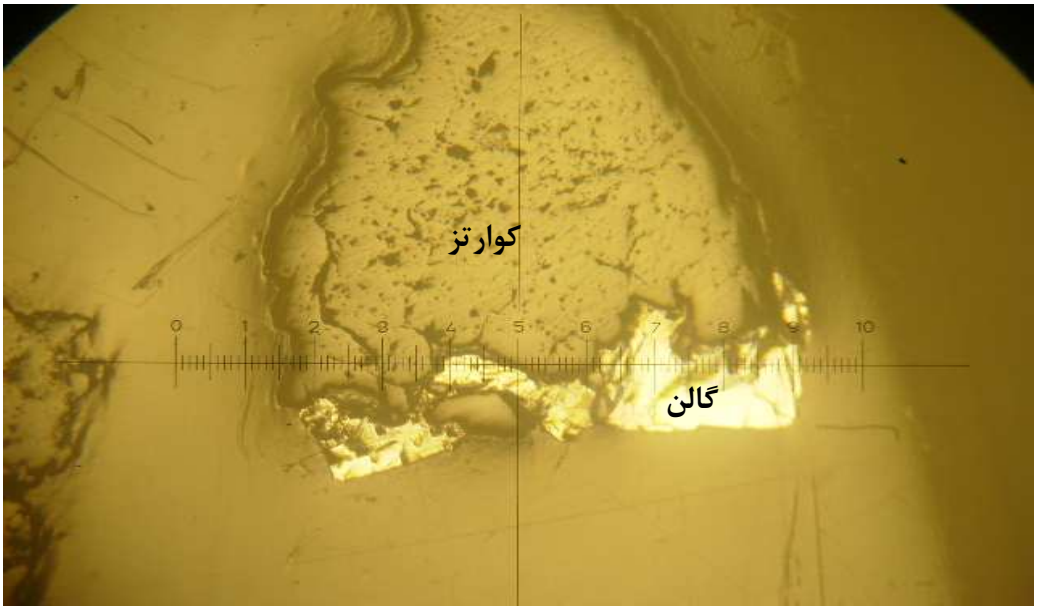


شکل ۲-۸- گالن درگیر با کولین و سروزیت- نمونه H10

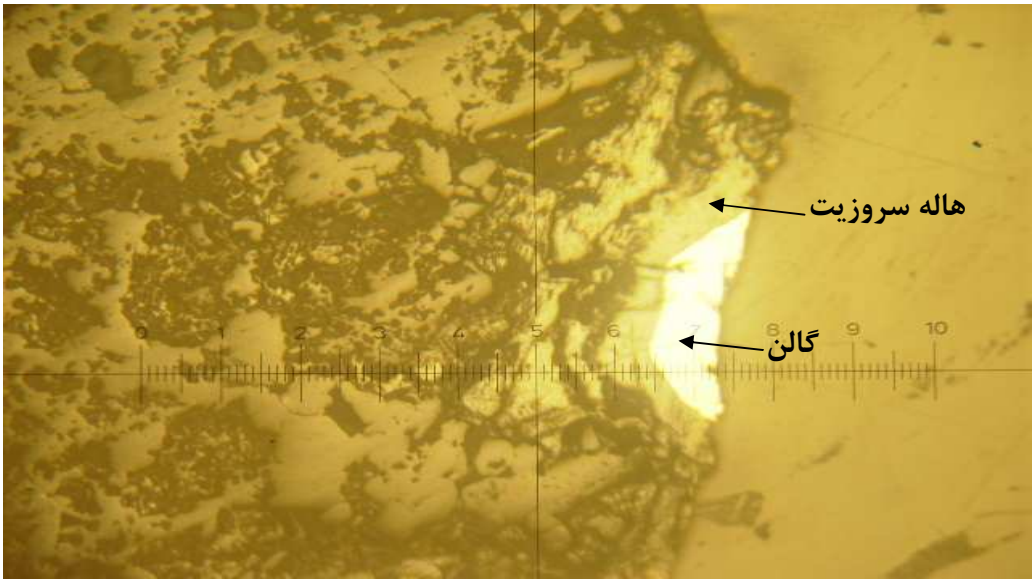


شکل ۲-۹- گالن همراه با قطعات کوچک کوارتز- نمونه H10

فراکسیون ۱۰ مش:



شکل ۲-۱۰- گالن درگیر با کوارتز

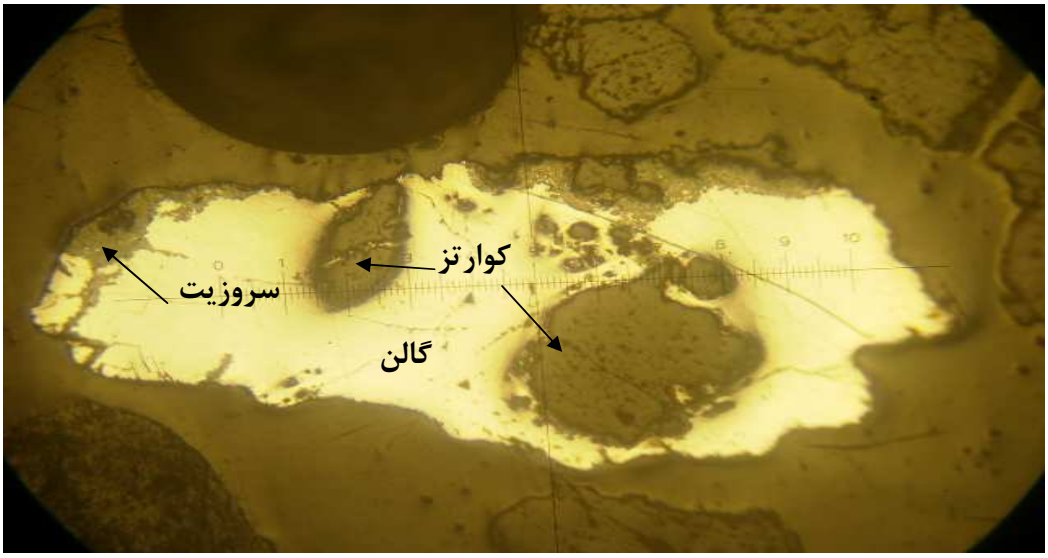


شکل ۲-۱۱- گالن- سروزیت درگیر با کوارتز

فراکسیون ۲۰ مش: در این فراکسیون نیز هنوز قطعات گالن با سروزیت و کوارتز درگیر هستند.

قطعات نامشخصی از کانی‌های نیمه شفاف نیز وجود دارد که به آزمایش‌های مکمل نیاز دارد.

شکل ۲-۱۲- گالن توسط هاله‌ای از سروزیت احاطه شده

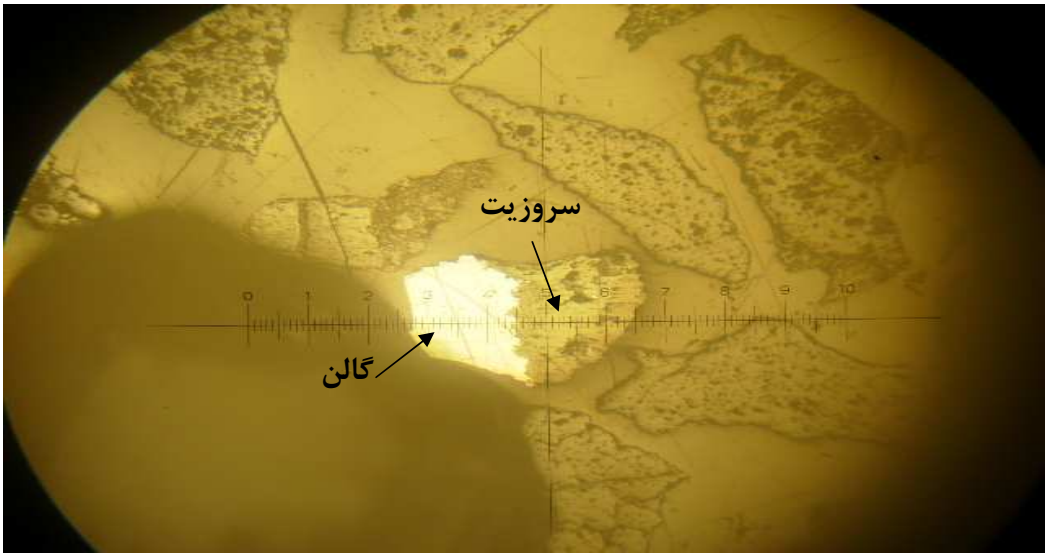


شکل ۲-۱۳- گالن حاوی قطعات کوارتز و سروزیت

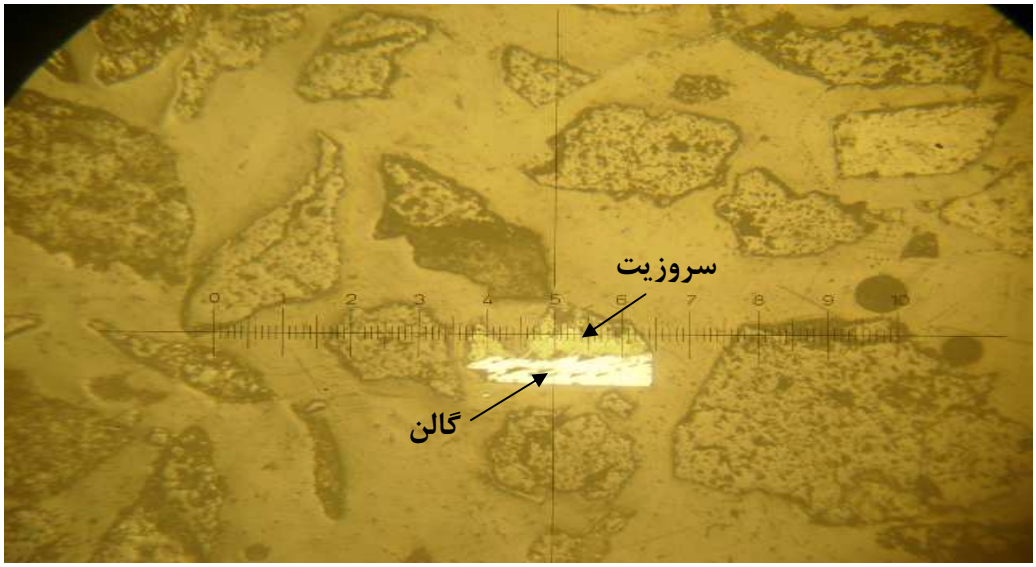
فراکسیون ۳۰ مش:

ادخال‌های کوارتز در سروزیت دیده می‌شود. اندازه این ادخال ها از ۷۰ تا ۸۰ میکرون است.

بخشی از سرب به صورت کربنات و بخشی دیگر به صورت سولفور است. زوج‌های درگیر در این فراکسیون شامل کربنات + گانگ، گالن + کربنات، گالن + گانگ و گالن + کوارتز می‌باشد. درجه آزادی گالن + سروزیت از همه بالاتر است. ضمناً مقادیر جزئی کالکوزین و کولین حضور دارد. در مورد گالن + سروزیت درجه آزادی بیشتر از ۵۰٪ است. در مورد کربنات‌ها از ۵۰٪ کمتر می‌باشد.

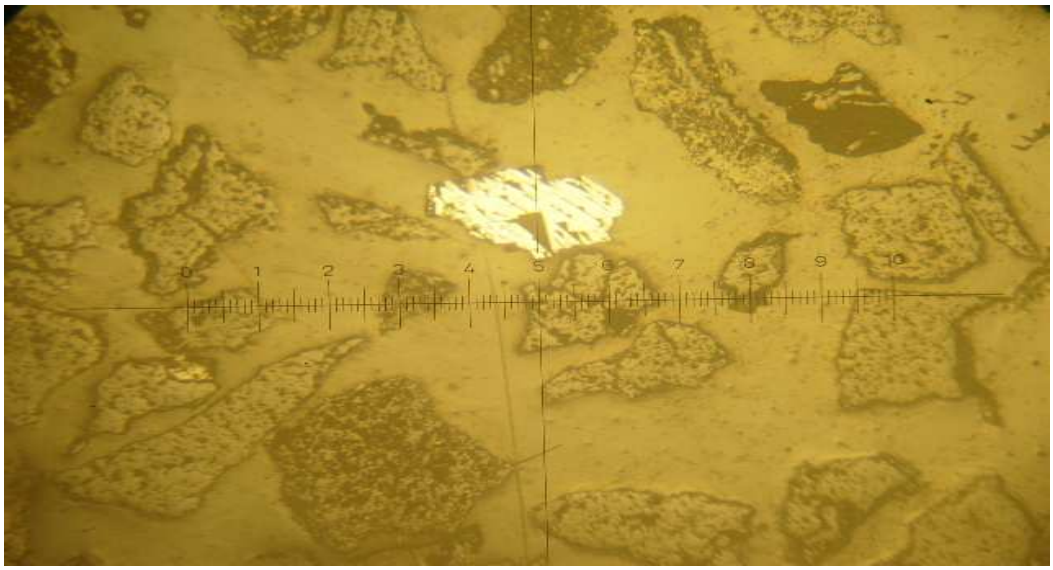


شکل ۲-۱۴- گالن با هاله سروزیت و ادخال کوارتز



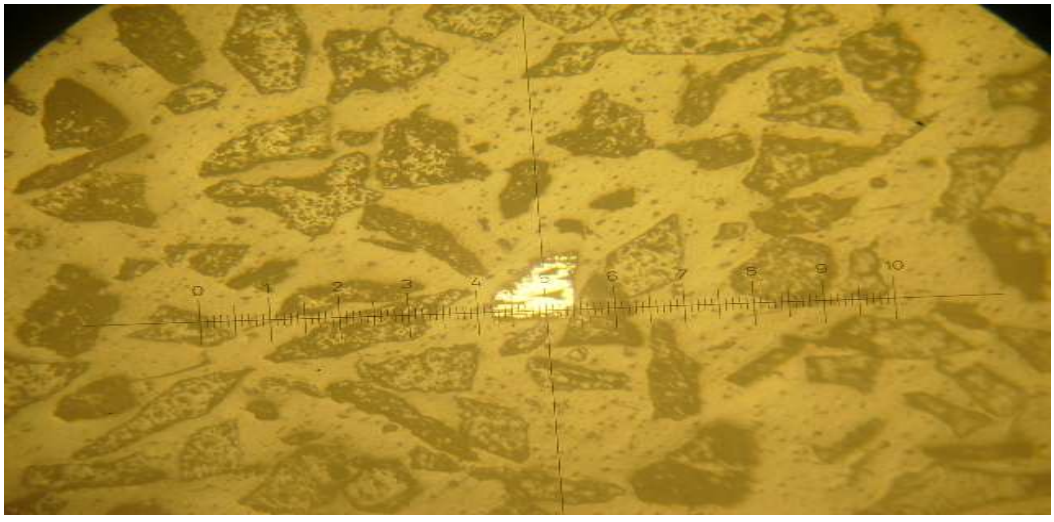
شکل ۲-۱۵- گالن درگیر با سروزیت

فراکسیون ۵۰ مش: در این فراکسیون بیش از ۹۰٪ ذرات کانه سرب گالن+سروزیت آزاد است. اگر فقط گالن در نظر گرفته شود درجه آزادی در حد ۷۵-۷۰٪ خواهد بود. احتمال وجود اسمیت‌زونیت در مجموعه منتفی نیست. بلند نیز ممکن است حضور داشته باشد.



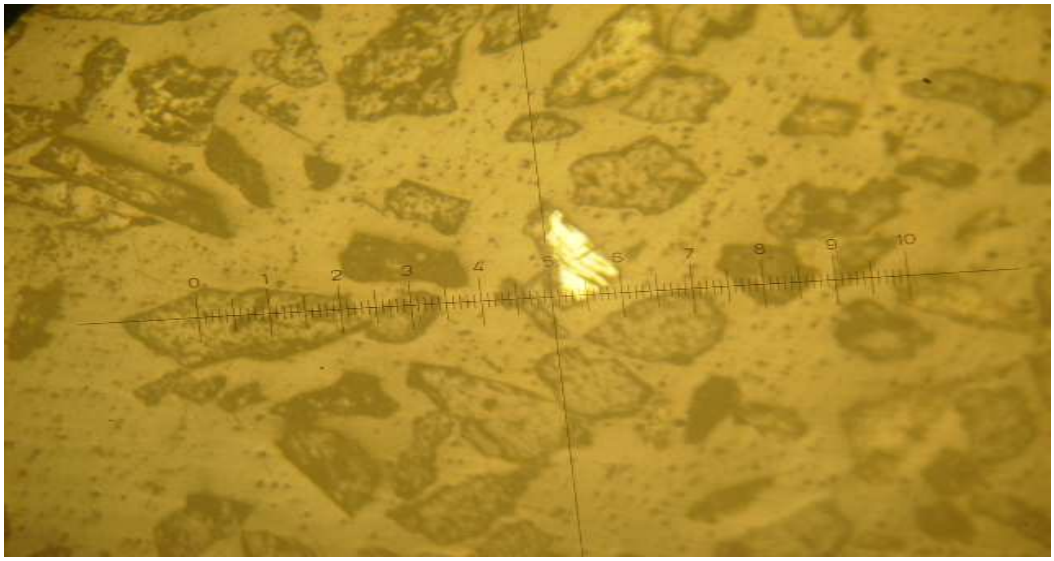
شکل ۲-۱۶- گالن بصورت آزاد

فراکسیون ۷۰ مش: درجه آزادی در مورد گالن + سروزیت در حد ۹۵٪ است. در مورد گالن به تنهایی بین ۸۵-۹۰٪ است.

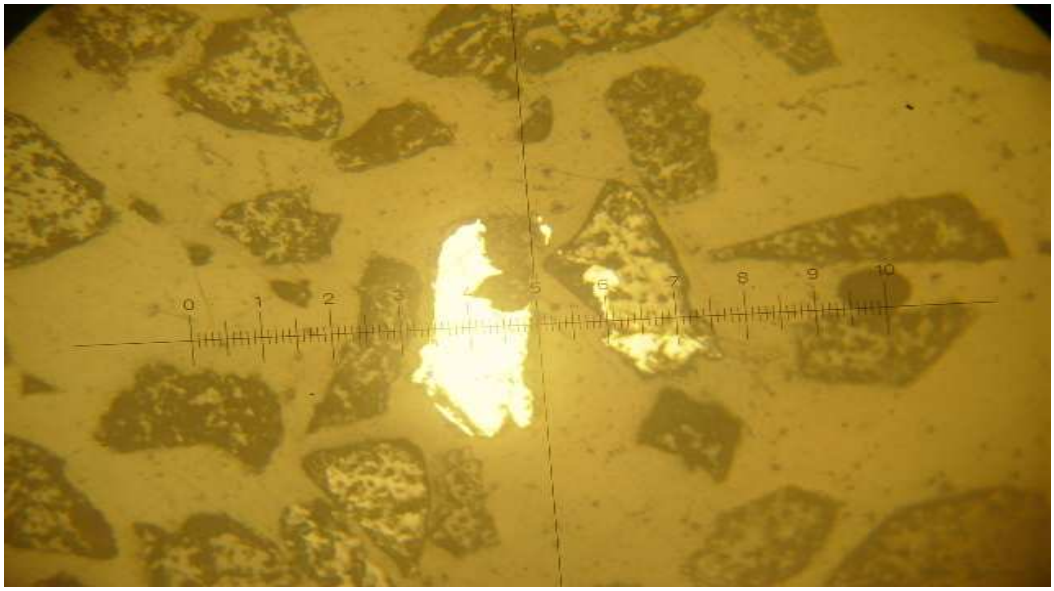


شکل ۲-۱۷- گالن به صورت آزاد

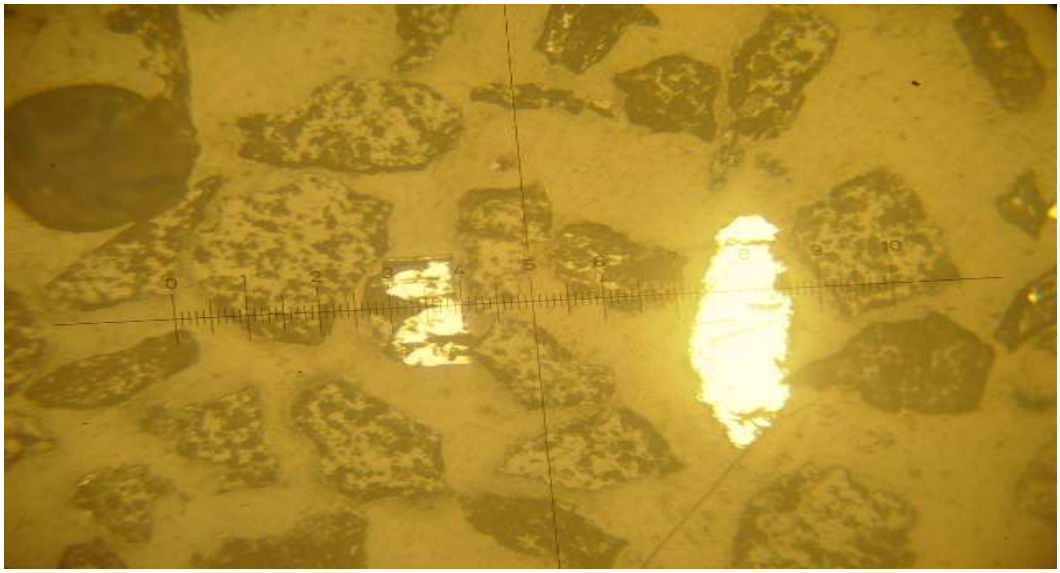
فراکسیون ۱۰۰ مش: در این فراکسیون نسبت به فراکسیون قبلی تغییری نشان نمی‌دهد.



شکل ۲-۱۸- گالن درگیر با گانگ و گالن درگیر با سروزیت

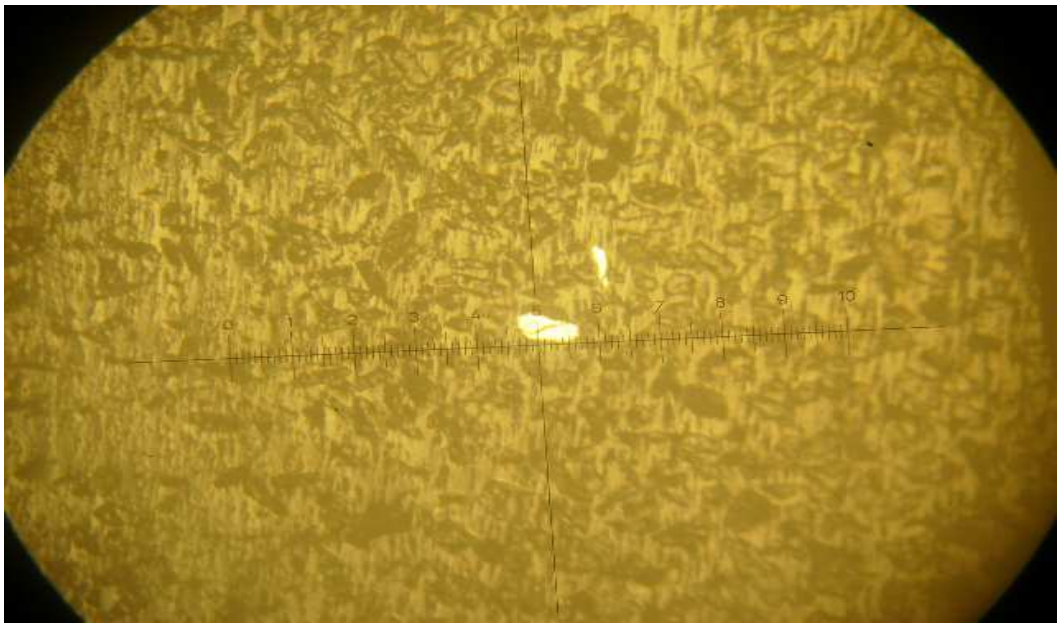


شکل ۲-۱۹- گالن آزاد و درگیر با گانگ



شکل ۲-۲۰- گالن آزاد و درگیر با گانگ

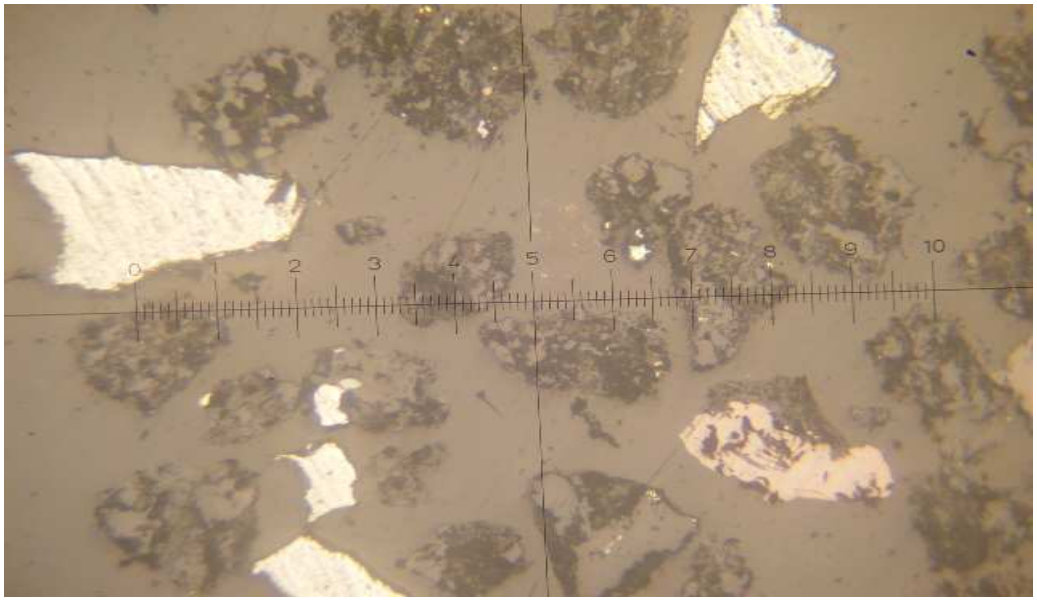
فراکسیون ۲۰۰ مش:

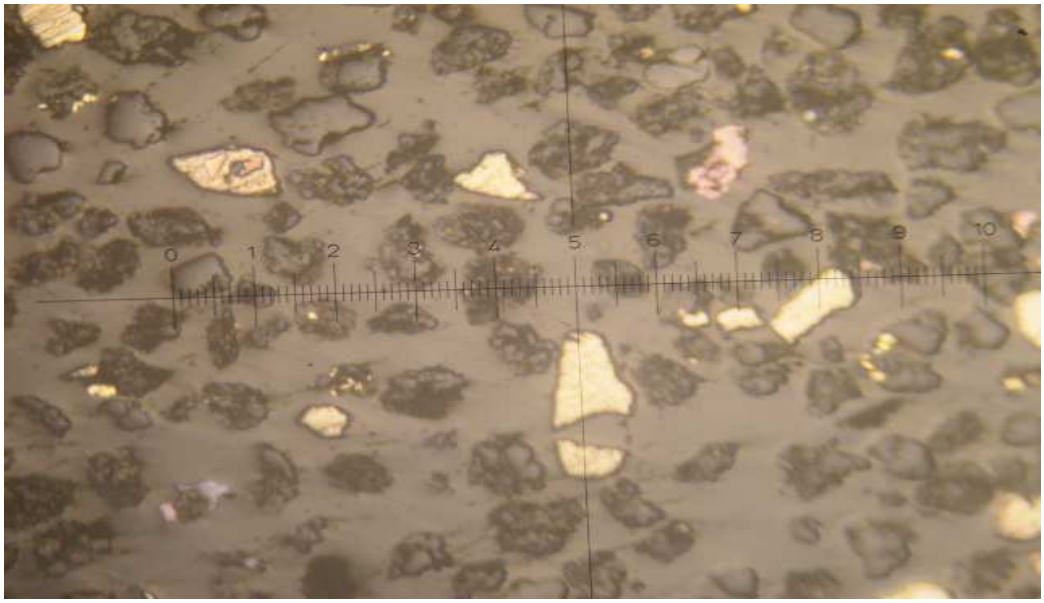


شکل ۲-۲۱- منظره عمومی از قطعات گالن به صورت آزاد

شکل ۲-۲۲- منظره عمومی از قطعات گالن به صورت آزاد

زیر ۲۰۰ مش: در این نمونه نرمه زیادی تولید شده است و قابلیت مطالعه ندارد.




0
1
2
3
4
5
6
7
8
9
10

فصل سوم:

آماده سازی و خردایش

۳- آماده سازی

۳-۱- مقدمه

اولین گام جهت مطالعه ماده معدنی مورد نظر برای تعیین قابلیت فرآوری، تعیین پارامترهای فیزیکی ماده معدنی و ترسیم منحنی‌های دانه بندی، انجام آزمایشات مختلفی مانند تعیین اندیس کار، تعیین چگالی ظاهری و واقعی است. در این فصل نتایج مربوط به آزمایشات انجام شده و منحنی‌های رسم شده ارائه می‌گردد.

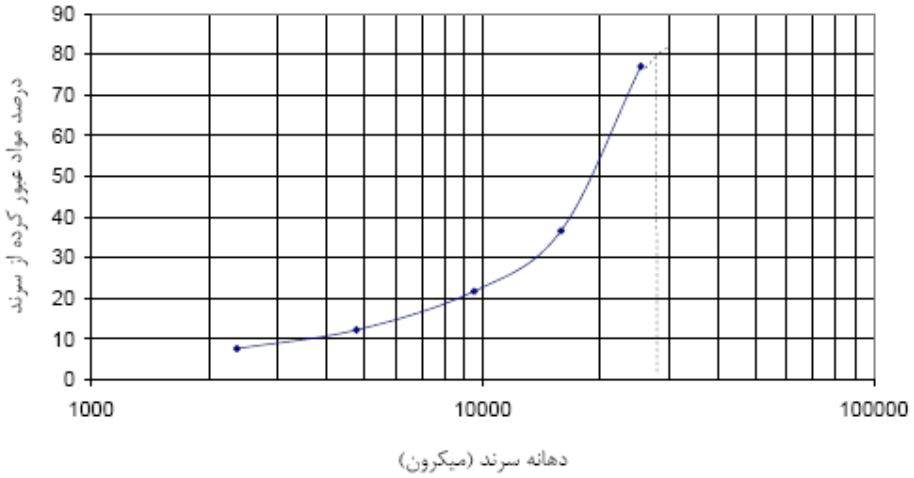
۳-۲- آماده سازی و خردایش

وزن کل نمونه دریافتی حدود ۱۴۰ کیلوگرم با ابعاد اولیه حدود ۱۵-۱۰ سانتی متر بود. که از این میزان ۴۴ کیلوگرم توسط روش‌های نمونه گیری برای انجام آزمایشات فرآوری جدا گردید. برای حدود ۱۰ kgمعادل کمتر از ۱/۴ مقدار نمونه اولیه با استفاده از سنگ شکن فکی، خردایش صورت گرفت. سپس آنالیز سرندی بر روی محصول سنگ شکن انجام شد که نتایج آنالیز در جدول ۳-۱ و نمودار ۳-۱ آمده است. d80 این مرحله ۲۶۳۵۲μ بدست آمد.

محصول سنگ شکن فکی ۱ به عنوان خوراک به سنگ شکن فکی ۲ منتقل شد که بر روی محـصول بدست آمده از سنگ شکن ۲ نیز آنالیز سرندی به شرح جدول ۳-۲ و نمودار ۳-۲ انجام گردیـد. d80 این مرحله ۸۰۰۰μ بدست آمد.

جدول ۳-۱- آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی اول

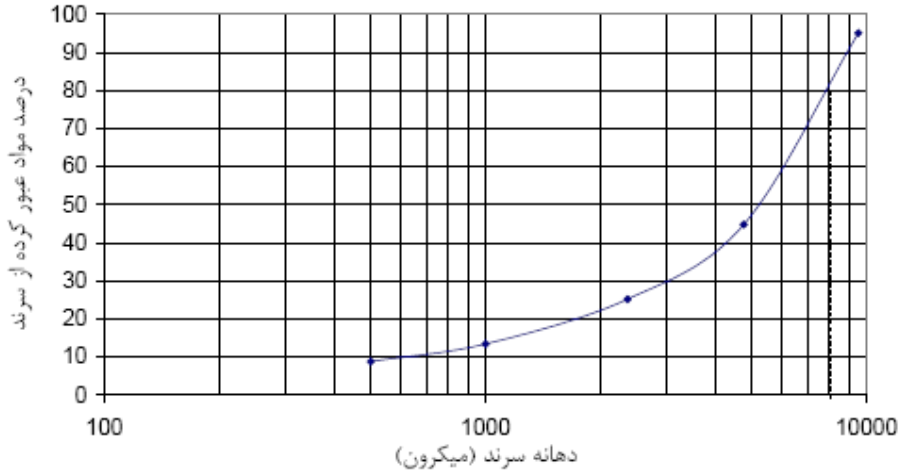
۱	۲	۳	۴	۵
دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(μm)	kg	٪	باقیمانده	عبور کرده
۲۵۴۰۰	۲/۲۶۸	۲۲/۸۹	۲۲/۸۹	۷۷/۱۱
۱۵۸۷۵	۴/۰۱۳	۴۰/۵۰	۶۳/۳۹	۳۶/۶۱
۹۵۲۵	۱/۴۷۳	۱۴/۸۷	۷۸/۲۵	۲۱/۷۵
۴۷۶۳	۰/۹۴۳	۹/۵۲	۸۷/۷۷	۱۲/۲۳
۲۳۶۰	۰/۴۵۶	۴/۶۰	۹۲/۳۷	۷/۶۳
-۲۳۶۰	۰/۷۵۶	۷/۶۳		
جمع	۹/۹۰۹	۱۰۰		



نمودار ۳-۱- آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی اول

جدول ۳-۲-نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی دوم

۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(µm)	kg	٪	باقیمانده	عبور کرده
	۹۵۲۵	۰/۴۷۸	۴/۸۵	۴/۸۵	۹۵/۱۵
	۴۷۶۳	۴/۹۶۳	۵۰/۳۹	۵۵/۲۴	۴۴/۷۶
۸	۲۳۶۰	۱/۹۳۳	۱۹/۶۲	۷۴/۸۶	۲۵/۱۴
۱۴	۱۰۰۰	۱/۱۵۹	۱۱/۷۷	۸۶/۶۳	۱۳/۳۷
۳۵	۵۰۰	۰/۴۵۷	۴/۶۴	۹۱/۲۷	۸/۷۳
-۳۵	-۵۰۰	۰/۸۶۰	۸/۷۳		
جمع		۹/۸۵۰	۱۰۰		



نمودار ۳-۲- آنالیز سرندی محصول سنگ شکن فکی دوم

این مرحله از سنگ شکنی بر روی بقیه نمونه نیز انجام گرفت و کل محصول بعد از مخلوط شدن برای خردایش بیشتر به سنگ شکن استوانه‌ای منتقل گردید. بعد از یک مرحله خردایش محصول از سرند ۸ مش به عنوان سرند کنترل عبور داده شد. پس از کنار گذاشتن قسمت عبور کرده از سرند (ته ریز)، قسمت باقیمانده (سر ریز) دوباره به سنگ شکن استوانه‌ای (بعد از کم کردن فاصله بین استوانه‌ها) منتقل شد. این عمل آنقدر ادامه یافت که تمام محصول از سرند ۸ مش عبور داده شود.

محصول بدست آمده به کمک تقسیم کن شانه‌ای، به صورت متوالی به ۲، ۴، ۸، ۱۶، ۳۲ با وزن تقریبی ۱/۵ kg قسمت تقسیم شد. تقسیم کن یا همان ریفل از شیارهایی تشکیل شده که به طور یک در میان به دو سمت مقابل وسیله منتهی می‌شود. با تخلیه نمونه به طور یکنواخت بر روی شیارها می‌توان آن را با دقت مناسبی به دو قسمت مساوی تقسیم کرد.

در مرحله بعد، وزن نمونه‌ها به ۲kg افزایش داده شد که به این ترتیب ۲۰ نمونه ۲ کیلوگرمی (۲/۰۲۰ kg) به همراه یک نمونه با وزن تقریبی ۱/۸۰۰kg حاصل شد.

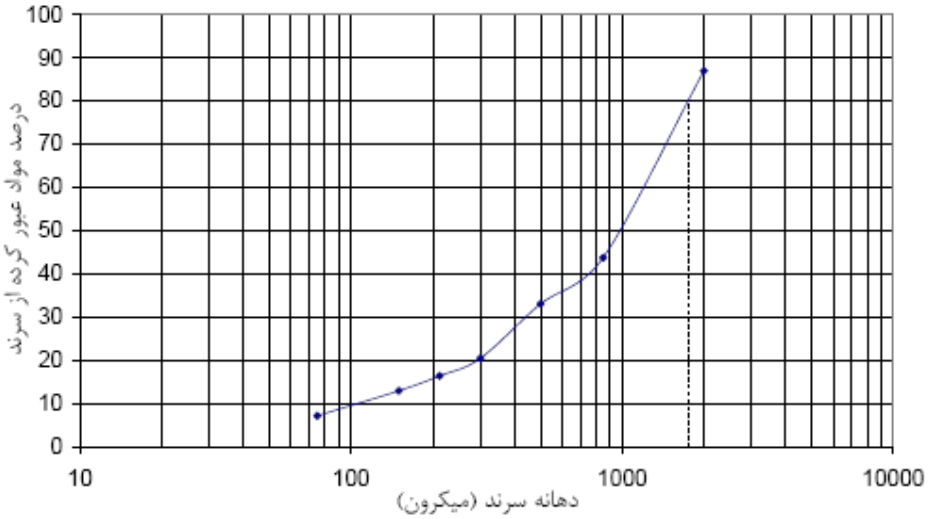
نمونه ۱/۸۰۰kg توسط تقسیم کن به دو قسمت با وزن تقریبی ۹۰۰گرم تقسیم گردید (A1, A2). یک قسمت از آن (A1) آنالیز سرندی گردید که نتیجه حاصل از آن در جدول ۳-۳ و نمودار ۳-۳ آمده است. با استفاده از نمودار d80 این مرحله از خردایش ۱۷۸۰µ بدست آمد.

جدول ۳-۳-نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول سنگ شکن استوانه ای

۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(µm)	gr	٪	باقیمانده	عبور کرده
۱۰	۲۰۰۰	۱۲۷	۱۳/۳۱	۱۳/۳۱	۸۶/۶۹
۲۰	۸۵۰	۴۱۰	۴۲/۹۸	۵۶/۲۹	۴۳/۷۱
۳۰	۵۰۰	۱۰۲	۱۰/۶۹	۶۶/۹۸	۳۳/۰۲
۵۰	۳۰۰	۱۲۰	۱۲/۵۸	۷۹/۵۶	۲۰/۴۴
۷۰	۲۱۲	۳۹	۴/۰۹	۸۳/۶۵	۱۶/۳۵
۱۰۰	۱۵۰	۳۳	۳/۴۶	۸۷/۱۰	۱۲/۹۰
۲۰۰	۷۵	۵۵	۵/۷۷	۹۲/۸۷	۷/۱۳
-۲۰۰	-۷۵	۶۸	۷/۱۳		
جمع		۹۵۴	۱۰۰		

بخش باقیمانده روی هر سرند، توسط تقسیم کن به چهار قسمت تقسیم شد که هر کدام از این قسمت‌ها به کانی شناسی، آنالیز شیمیایی، XRD و بایگانی تعلق گرفت (البته به دلیل کم بودن وزن نمونه #۱۰۰+ برای آزمایشات کانی شناسی نمونه متعلق به بایگانی نیز به آن افزوده شد).

از نمونه ۹۰۰ گرمی بعدی (A2) با کاهش وزن توسط تقسیم کن، ۴ نمونه هد با اسامی h10, h20, h30, h40 تهیه گردید که h10, h20 به بخش مربوط به ارسال جهت مطالعات کانی شناسی و h30, h40 به آنالیز شیمیایی تعلق گرفت.



نمودار ۳-۳- آنالیز سرندی محصول سنگ شکن استوانه ای

۳-۳- تعیین وزن مخصوص ظاهری

وزن مخصوص ظاهری یک ماده معدنی عبارت از وزن ماده معدنی تقسیم بر حجم آن، با احتساب فضاهای خالی موجود بین ذرات آن است. لذا برای بدست آوردن وزن مخصوص ظاهری نمونه، از باقیمانده نمونه ۹۰۰ گرمی دوم (A_2) که دارای ابعاد ریزتر از ۸ مش (۲۳۶۰ میکرون) بود، توسط

تقسیم کن، نمونه‌ای با وزن معادل ۴۶۸gr جدا گردید. این مقدار نمونه به داخل یک استوانه مدرج خالی ریخته شد و سپس بدون تکان دادن استوانه (که باعث پر شدن فضاهای خالی بین ذرات می-شود) حجم آن قرائت گردید. برای دستیابی به دقت قابل قبول عمل ۵ بار تکرار شد که نتایج در جدول ۳-۴ درج شده است. با میانگین گیری، حجم معادل ۳۰۷،۴ سانتی متر مکعب بدست آمد. با کمک فرمول محاسبه دانسیته، نتیجه ذیل حاصل شد:

وزن ماده معدنی = ۴۶۸ gr

میانگین حجم نمونه بعد از ۵ قرائت =(۳۰۳+۳۱۵+۳۰۷+۳۱۰+۳۰۲)/۵ =۳۰۷/۴cm^3

دانسیته ظاهری = جرم / حجم ظاهری= ۴۶۸ / ۳۰۷/۴ = ۱/۵۲gr/cm^3

جدول ۳-۴-حجم ظاهری جهت اندازه گیری دانسیته ظاهری

ترتیب قرائت	حجم اندازه گیری شده (cc)
۱	۳۰۲
۲	۳۱۰
۳	۳۰۷
۴	۳۱۵
۵	۳۰۳
میانگین حجم	۳۰۷/۴

۳-۴- تعیین وزن مخصوص واقعی

جهت اندازه گیری دانسیته واقعی، از یک نمونه با وزن کمتر یعنی ۵۸/۵۶gr استفاده شد. ابتدا ۳۰۰cc آب به داخل استوانه مدرج ریخته و نمونه نیز اضافه شد. پس از چند دقیقه (جهت اشغال خلل و فرج نمونه توسط آب)، حجم ثانویه آب بصورت ۳۲۰cc قرائت گردید. با کسر این مقدار از مقدار اولیه، حجم نمونه معادل ۲۰cc محاسبه گردید و با استفاده از فرمول، دانسیته واقعی ۲/۹۲۸ شد.

دانسیته واقعی = جرم÷حجم واقعی = ۵۸/۵۶ ÷ ۲۰=۲/۹۲۸≈ ۳ gr/cm^3

و نسبت دانسیته واقعی به دانسیته ظاهری ۱/۹۲۶ بدست آمده است.

۳-۵- تعیین اندیس کار توسط آسیای گلوله‌ای باند

باند قابلیت خرد شدن مواد را با پارامتری به نام اندیس کار مشخص نمود و این اندیس بنا بـه تعریـف برابر است با کار لازم برای خرد کردن یک تن کوچک (۹۰۷ کیلوگرم) ماده معدنی، از ابعـاد بـه طـور تئوری بینهایت تا ابعادی که ۸۰٪ آن از سرندی به دهانه ۱۰۰ میکرون عبور کند[۵].

به منظور تعیین اندیس کار مواد معدنی روش های مختلفی وجـود دارد کـه یکـی از آنهـا اسـتفاده از روش خرد کردن توسط آسیای گلوله‌ای باند است. در این عملیات آسیا کردن و طبقه بندی بـه روش خشک برای دستیابی به شرایط تعادل انجام می‌شود. گرچه در این روش اندیس کـار بـه طـور دقیـق تعیین می‌شود ولی علاوه بر نیاز به آسیای گلوله‌ای با مشخصات خاص، روشی طولانی است که نیاز به مقدار زیادی نمونه دارد. طی آزمایش‌های متعددی که در آزمایشگاه کانه آرایی دانـشکده فنـی انجـام شد، روش جدیدی با پیروی از روش باند برای تعیین اندیس کار و با استفاده از آسـیاهای رایـج ابـداع شد. بعد از کالیبراسیون آسیای موجود، روند آزمایش مشابه اسـتاندارد بانـد توسـط آسـیای گلولـه‌ای است.

پس از رسیدن به شرایط تعادل و ثبت نتایج آزمایش، اندیس کار توسط رابطـه تجربـی زیـر محاسـبه می‌شود.

$$w_i = \frac{11.76}{P_1^{0.23}} \frac{1}{G_i^{0.75}} \frac{1}{\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}} \quad (۱-۳)$$

۳-۵-۱- مراحل تعیین اندیس کار

خوراک این آزمایش ماده معدنی خرد شده تا ابعاد ریزتر از ۸ مش (۲۳۴۰- میکرون) می‌باشد. با استفاده از منحنی دانه بندی، d80 خوراک و درصد مواد ریزتر از سرند کنترل (α) بدست آمد. با داشتن وزن مخصوص ظاهری (σ_{app})، وزن نمونه (A) برای تهیه حجم ۲۰۷ سانتی متر مکعب از ماده معدنی محاسبه شد.

$F_{d80}=1780\mu m$

$\alpha=13\%$

$A=207*1.52=315gr$

شرایط تعادل برای آسیا بار در گردش ۲۵۰٪ است، لذا وزن محصول خروجی آسیا در شرایط تعادل به صورت زیر است:

$$p=\frac{A}{3.5}=\frac{315}{3.5}=90gr \quad (۲-۳)$$

با انتقال نمونه با وزن اولیه محاسبه شده (A) به داخل آسیا و گردش آسیا طی یک زمان معین اولیه، محصول آسیا توسط سرند کنترل طبقه بندی گردید و بخش مواد باقیمانده روی آن وزن شد و پارامترهای زیر محاسبه شدند:

- وزن مواد عبور کرده از سرند (f_i)، $f_i=A-c_i$ (۳-۳)
- وزن نرمه تولید شده در اثر آسیا کردن (s_i)، $s_i=f_i-af_i$ (۴-۳)
- وزن نرمه تولید شده در یک دور گردش آسیا (G_i)، $G_i=s_i/n_i$ (۵-۳)

به بخش باقیمانده بر روی سرند، مقدار (f_i) گرم برای رساندن به وزن اولیه (A) از ماده معدنی اضـافه شد و سپس وزن نرمه مورد نیاز برای رسیدن به شرایط تعادل محاسبه و تعداد دور در گـردش آسـیا بدست آمد.

وزن نرمه جدیدی که در مرحله بعد باید تولید شود برابر است با (h_{i+1}): $h_{i+1} = p - af_i$ (۶-۳)

تعداد دور گردش آسیا در مرحله بعد برابر است با (n_{i+1}): $n_{i+1} = h_{i+1}/G_i$ (۷-۳)

آسیا با زمان جدید به دست آمده به کار انداخته شد و به همین ترتیب مرحله بعد تکرار شد. آزمایش تا به تعادل رسیدن مقدار (G_i) و یا ثابت ماندن نرمه تولید شده (محصول آسیا) ادامه یافت و در نهایت محصول آسیا جهت به دست آوردن P_{d80} دانه بندی شد. جدول۳-۵ ترکیب ابعادی گلولـه‌هـای مـورد استفاده در آسیای کالیبره شده را نشان می‌دهد. در جدول ب-۱ نیز مراحل و جزئیات مـورد اسـتفاده در تعیین اندیس باند آورده شده است.

جدول ۳-۶ و نمودار ۳-۴ آنالیز ابعادی و منحنی دانه بندی محصول آسیای گلوله‌ای باند را نشان می-دهد. با استفاده از منحنی دانه بندی میتوان P_{d80} محصول آسیا را جهت محاسبه مقـدار انـدیس کـار ۱۱۵ میکرون تعیین شد.

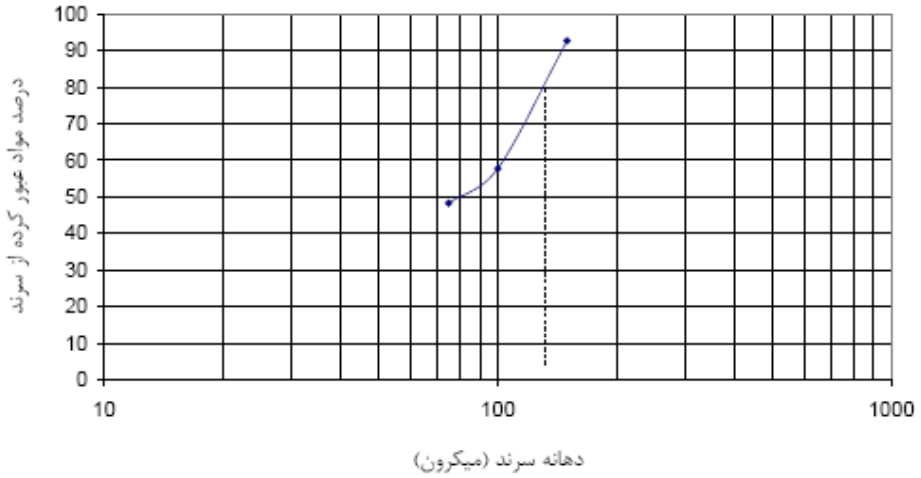
$$w_i = \frac{11.76}{150^{0.23}} \frac{1}{0.2833^{0.75}} \frac{1}{\frac{10}{\sqrt{115}} - \frac{10}{\sqrt{1780}}} = 13.753$$

جدول۳-۵- ترکیب ابعادی گلوله‌های مورد استفاده در آسیای کالیبره شده

قطر گلوله (mm)	تعداد گلوله ها
۳۸/۱۰	۱۱
۳۱/۷۵	۱۸
۲۵/۴۰	۳
۱۹/۰۵	۱۹
۱۵/۸۷	۲۵

جدول ۳-۶- نتایج آنالیز سرندی ته ریز سرند ۱۰۰ مش محصول آسیای گلوله ای باند(۲۰×۲۰)

۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(µm)	gr	٪	باقیمانده	عبور کرده
۱۲۰	۱۵۰	۱۹	۱۳/۸۷	۱۳/۸۷	۸۶/۱۳
۱۵۰	۱۰۰	۲۲	۱۶/۰۶	۲۹/۹۳	۷۰/۰۷
۱۷۰	۸۸	۱۱	۸/۰۳	۳۷/۹۶	۶۲/۰۴
۲۰۰	۷۵	۱۸	۱۳/۱۴	۵۱/۰۹	۴۸/۹۱
-۲۰۰	-۷۵	۶۷	۴۸/۹۱	۱۰۰	-
جمع		۱۳۷	۱۰۰		



نمودار ۳-۴- آنالیز سرندی ته ریز سرند ۱۰۰ مش محصول آسیای گلوله ای

۳-۶- بررسی خردایش ماده معدنی

به منظور رسیدن به درجه آزادی مناسب، خردایش ماده معدنی با استفاده از آسیاهای گلولـه ای و یـا میله‌ای امری عادی در کانه آرایی است. برای بدست آوردن زمان مناسب خردایش ماده معدنی توسط آسیاها، معمولاً مقدار معینی ماده در زمان‌های مختلف آسیا شده و سپس با آنـالیز سـرندی محـصول آسیا، بهترین زمان آسیا کردن بدست می‌آید. برای انجام بررسی خردایش نمونـه از آسـیای میلـه بـه شیوه تر استفاده شد. مشخصات این آسیا در جدول ۳-۷ آمده است.

جدول ۳-۷- مشخصات مربوط به آسیای میله‌ای مورد استفاده جهت بررسی خردایش

نوع آسیا	طول آسیا (cm)	قطر آسیا (cm)	سرعت گردش rpm	وزن بار خرد کننده (gr)	توزیع بار خرد کننده			وزن خوراک (kg)
					توزیع وزنی (٪)	تعداد	قطر (cm)	
میله‌ای	۳۵	۱۶	۱۱۰	۸۵۳۸	۱۰۰	۸	۲	۱

۳-۶-۱- بررسی خردایش ماده معدنی توسط آسیای میله‌ای

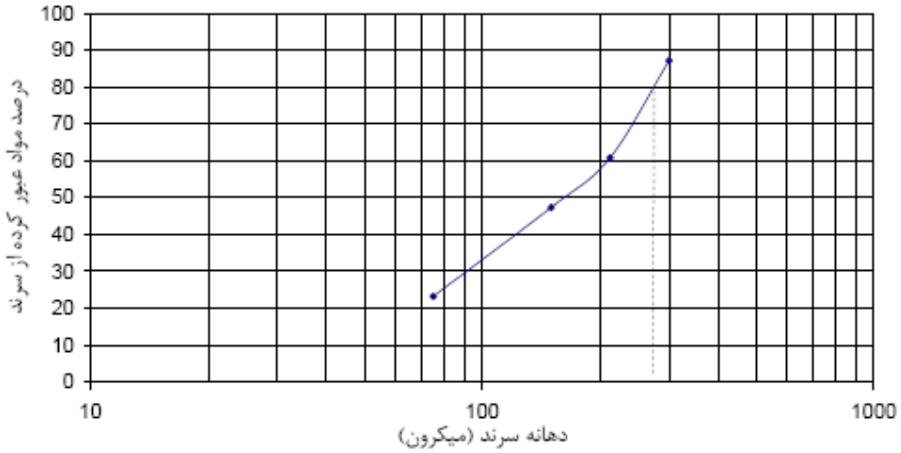
از آسیای میله‌ای برای آسیا کردن مواد معدنی با تولید نرمه کمتر استفاده می‌شود. چون در این آسـیا همواره درشت‌ترین ذرات ماده در حال خردشدن هستند. این آسیا عمـدتاً در مـسیر بـاز و بـه شـیوه خشک مورد استفاده قرار می‌گیرد[۵].

توسط آسیای میله‌ای نمونه به روش تر و در زمان‌های متفاوت آسیا گردید. سپس محصول آسیا مورد تجزیه سرندی قرار گرفت. با رسم منحنی دانه بندی برای هر محصول میتوان d_{80} آن را بدسـت آورد. درصد جامد برای آسیا کردن به شیوه تر ۵۰٪ است. نتایج بدسـت آمـده در جـداول ۳-۸ تـا ۳-۱۱ و نمودارهای مربوط به دانه بندی در نمودارهای ۳-۵ تا ۳-۸ آمده است. d_{80} مربوط به محصول آسـیای

میله‌ای با زمان‌های ۷، ۱۰، ۱۳ و ۱۶ دقیقه به ترتیب برابر ۲۷۵، ۱۹۰، ۱۳۱ و ۱۰۵ میکرون محاسبه گردید.

جدول ۳-۸-نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۷ دقیقه

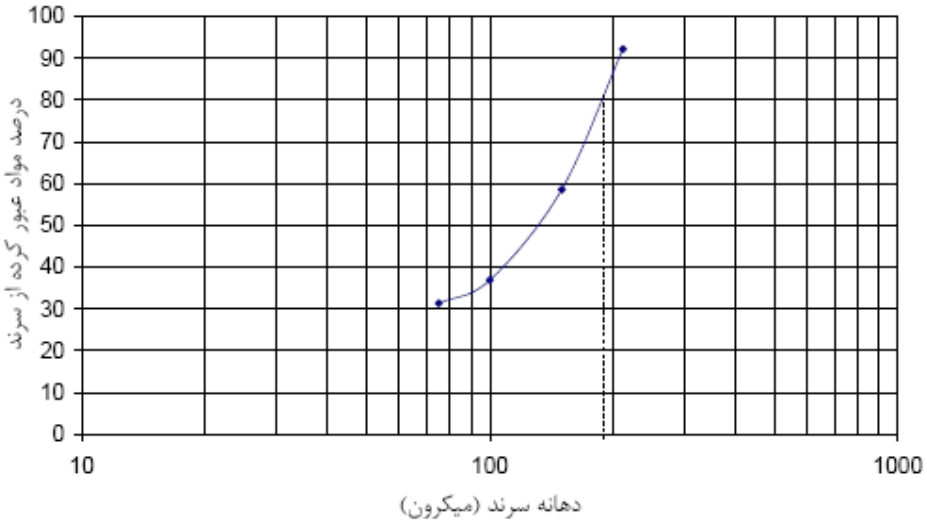
۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(µm)	gr	٪	باقیمانده	عبور کرده
۳۰	۵۰۰	۰	۰	۰	۱۰۰
۵۰	۳۰۰	۱۲۶	۱۲/۸۴	۱۲/۸۴	۸۷/۱۶
۷۰	۲۱۲	۲۵۹	۲۶/۴۰	۳۹/۲۴	۶۰/۷۶
۱۰۰	۱۵۰	۱۳۲	۱۳/۴۶	۵۲/۷۰	۴۷/۳۰
۲۰۰	۷۵	۲۱۷	۲۲/۱۲	۷۴/۸۲	۲۵/۱۸
-۲۰۰	-۷۵	۲۴۷	۲۵/۱۸	۱۰۰	-
جمع		۹۸۱	۱۰۰		



نمودار ۳-۵- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۷ دقیقه

جدول ۳-۹-نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه

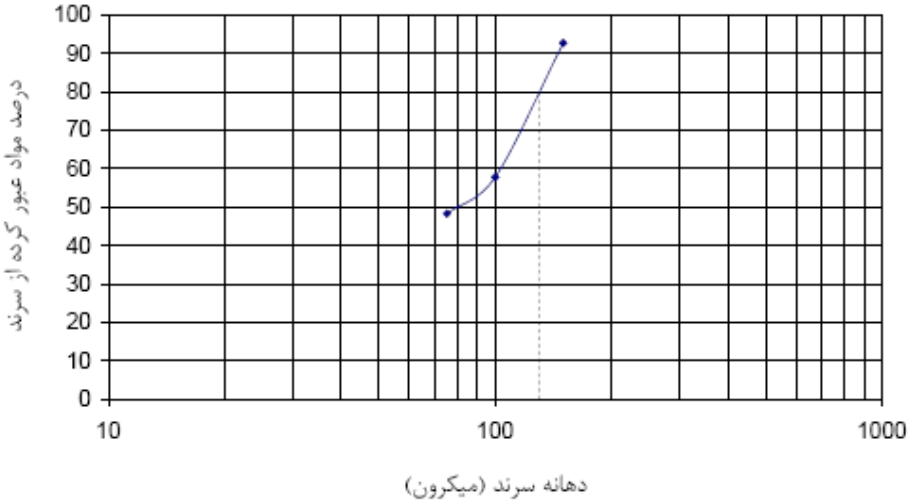
۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(µm)	gr	٪	باقیمانده	عبور کرده
۷۰	۲۱۲	۱۷	۸۳/۷	۷/۸۳	۹۲/۱۷
۱۰۰	۱۵۰	۷۳	۳۳/۶۴	۴۱/۴۷	۵۸/۵۳
۱۵۰	۱۰۰	۴۷	۲۱/۶۶	۶۳/۱۳	۳۶/۸۷
۲۰۰	۷۵	۱۲	۵/۵۳	۶۸/۶۶	۳۱/۳۴
-۲۰۰	-۷۵	۶۸	۳۱/۳۴	۱۰۰	-
جمع		۲۱۷	۱۰۰		



نمودار ۳-۶- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه

جدول ۳-۱۰-نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۳ دقیقه

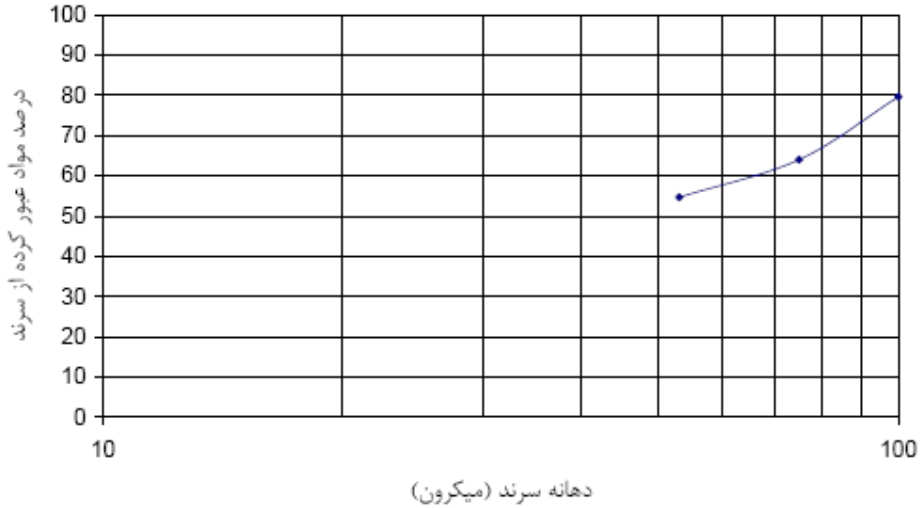
۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(µm)	gr	٪	باقیمانده	عبور کرده
۱۰۰	۱۵۰	۱۷	۷/۳۳	۷/۳۳	۹۲/۶۷
۱۵۰	۱۰۰	۸۱	۳۴/۹۱	۴۲/۲۴	۵۷/۷۶
۲۰۰	۷۵	۲۲	۹/۴۸	۵۱/۷۲	۴۸/۲۸
-۲۰۰	-۷۵	۱۱۲	۴۸/۲۸	۱۰۰	-
جمع		۲۳۲	۱۰۰		



نمودار ۳-۷- نمودار آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۳ دقیقه

جدول ۳-۱۱-نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۶ دقیقه

۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(μm)	gr	٪	باقیمانده	عبور کرده
۱۵۰	۱۰۰	۳۹	۲۰/۳۱	۲۰/۳۱	۷۹/۶۹
۲۰۰	۷۵	۳۰	۱۵/۶۳	۳۵/۹۴	۶۴/۰۶
۲۷۰	۵۳	۱۸	۹/۳۸	۴۵/۳۱	۵۴/۶۹
-۲۷۰	-۵۳	۱۰۵	۵۴/۶۹	۱۰۰	-
جمع		۱۹۲	۱۰۰		



نمودار ۳-۸- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۶ دقیقه

۳-۷- نتیجه گیری:

نمونه ماده معدنی تا ابعاد ریزتر از ۸ مش (۲۳۴۰- میکرون) توسط سنگ شکن‌های فکی و استوانه‌ای خرد شد و سپس محصول به نمونه‌های مساوی تقسیم گردید. وزن مخصوص واقعی و ظاهری ماده معدنی به ترتیب برابر ۳ و ۱/۵۲ گرم بر سانتی متر مکعب بدست آمد. مقدار اندیس کار نمونه توسط آسیای گلوله‌ای کالیبره شده باند، برابر۱۳/۷۵۳ بدست آمد که بیانگر مقاومت نسبتاً زیاد

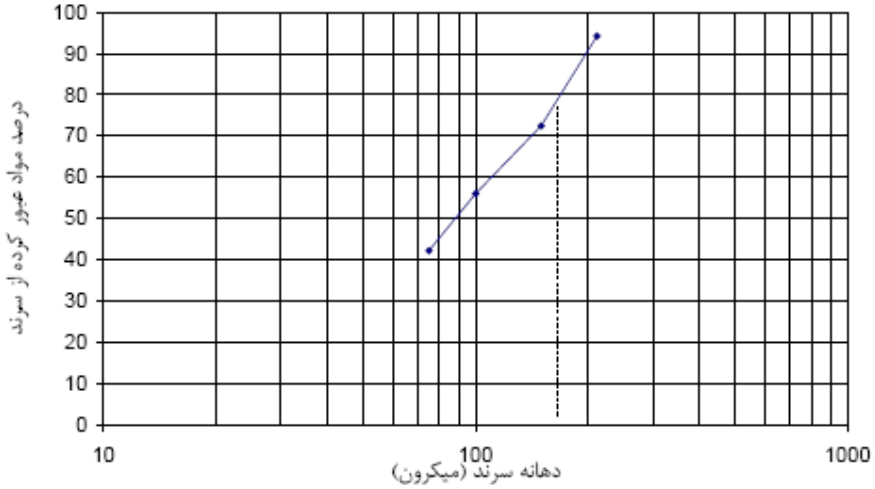
این ماده در برابر خردایش است. همچنین d_{80} محصول آسیای میله‌ای به روش تر در زمان‌های مختلف بدست آمد.

پیوست:

با اتمام نمونه اول و با توجه به ناتمام ماندن آزمایشات فرآوری، محموله‌ای حاوی کانسنگ سرب چنگرزه با وزن تقریبی ۵۵ کیلوگرم از معدن دریافت شد. تمام مراحل ذکر شده برای خردایش شامل سنگ شکن فکی اول و دوم و سنگ شکن استوانه‌ای بر این نمونه نیز اعمال گردید. با کمک تقسیم کن و با تقسیم کردن متوالی، نمونه‌های ۲ کیلوگرمی حاصل شد. برای کنترل زمان بهینه خردایش توسط آسیای میله‌ای، نمونه تحت خردایش با زمان ۱۰ دقیقه قرار گرفت و محصول بدست آمده تجزیه سرندی گردید. d_{80} در این مرحله μ ۱۸۰ محاسبه گردید. نتایج حاصل در جدول ۳-۱۲ و نمودار ۳-۹ قابل مشاهده است.

جدول ۳-۱۲- نتایج حاصل از آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه (جدید)

۱	۲	۳	۴	۵	۶
شماره سرند	دهانه سرند	وزن باقیمانده		وزن تجمعی (٪)	
(Mesh No.)	(μm)	gr	٪	باقیمانده	عبور کرده
۷۰	۲۱۲	۱۳	۵/۷۸	۵/۷۸	۹۴/۲۲
۱۰۰	۱۵۰	۴۹	۲۱/۷۸	۲۷/۵۶	۷۲/۴۴
۱۵۰	۱۰۰	۳۷	۱۶/۴۴	۴۴/۰۰	۵۶/۰۰
۲۰۰	۷۵	۳۱	۱۳/۷۸	۵۷/۷۸	۴۲/۲۲
-۲۰۰	-۷۵	۹۵	۴۲/۲۲	۱۰۰	-
جمع		۲۲۵	۱۰۰		



نمودار ۳-۹- آنالیز سرندی محصول آسیای میله ای با زمان ۱۰ دقیقه (جدید)

فصل چهارم:

فرآوری کانسنگ سرب و روی چنگرزه نطنز

۴- فرآوری کانسنگ سرب چنگرزه

۴-۱- مقدمه

در کل فرآوری مهمترین زیر شاخه علم مهندسی معدن است. به این دلیل که اغلب مواد استخراج شده به نوعی عملیات خردایش یا پر عیار سازی نیاز دارند. در اغلب موارد، واحدهای عملیاتی بصورت متوالی به منظور تولید یک محصول قابل فروش یا خوراک برای عملیات استحصال مانند ذوب یا لیچ عمل می‌کنند.

خردایش یا کاهش ابعاد معمولاً اولین عملیاتی است که بر روی ماده استخراج شده انجام می‌شود. سنگ شکنی به مفهوم شکست در ابعاد درشت و آسیا کردن، کاهش ابعاد برای ذرات ریز را معنی می-دهد. ماده استخراج شده از معدن معمولاً ابتدا به سنگ شکن اولیه که فکی یا ژیراتوری است منتقل می‌شود. سپس سنگ شکنی ثانویه/ مرحله سوم است که توسط سنگ شکن مخروطی، لوله‌ای، چکشی یا ضربه‌ای انجام می‌شود. بعد از سنگ شکنی عموماً آسیا انجام می‌شود. در این عملیات، ابعاد مواد از ۱۲ تا ۲۵ میلیمتر تا ابعاد بسیار ریز کاهش می‌یابد. در عملیات آسیا از آسیای میله‌ای، گلوله‌ای، خودشکن یا نیمه خودشکن، قلوه سنگی، غلتکی، آسیا با انرژی سیال یا سایر انواع آسیا استفاده می‌شود.

به موازات سنگ شکنی و آسیا، عملیات طبقه بندی برای دانه بندی و جدایش ذرات خرد شده یا آسیا شده بر اساس ابعاد یا وزن انجام می‌شود. طبقه بندی میتواند به کمک سرند (انواع ثابت یا لرزان) یا سرند قوسی انجام شود. هیدروسیکلون یا کلاسیفایر مکانیکی نیز در طبقه بندی استفاده می‌شوند.

بعد از خردایش و طبقه بندی کنسانتره سازی یا تغلیظ انجام می‌گیرد. که معمول‌ترین روش فلوتاسیون است. در این روش مواد با ارزش (یا به ندرت گانگ) در یک کف پایدار جمع می‌شود. این فرآیند شامل هوادهی و یا هم زدن به همراه مواد شیمیایی است که بر شیمی سطح ذرات ریز تاثیر می‌گذارد. روش دیگر برای کنسانتره سازی شامل سیستم‌های ثقلی (جدایش واسطه سنگین، جدایش توسط نیروی گریز از مرکز، جیگ کاری، میز لرزان و تغلیظ با لایه جریانی) است. عملیات ثقلی کمتر از فلوتاسیون مورد استفاده قرار می‌گیرد اما هنوز بطور گسترده‌ای در آماده سازی ذغال، فرآوری ماسه ساحلی و پلاسر کاربرد دارد. روشهای مغناطیسی و الکترواستاتیک نیز در برخی عملیات کانه آرایی مانند تغلیظ منیتیت بکار می‌رود[۹].

سایر عملیات مهم در فرآوری مواد معدنی شامل مخلوط سازی، آبگیری، فیلتر و خشک کردن است. طیف وسیعی از تجهیزات مکانیکی در این عملیات استفاده می‌شود. عملیات فرعی مهم دیگری نیز شامل انتقال مواد و خوراک دهی، آگلومراسیون دانه‌ها و فعالیتهایی مانند کنترل غبار، تصفیه آب و تخلیه باطله انجام میشود[۵].

۴-۲- جدایش ثقلی

۴-۲-۱- مقدمه:

جدایش توسط تفاوت در چگالی فرآیندی است که قدمت آن به قدیمی‌ترین تاریخ ثبت شده می‌رسد. جدایش طلا توسط تفاوت در چگالی با توجه به متون مصر باستان به حداقل ۳۰۰۰ سال قبل از میلاد مسیح باز می‌گردد. اصل بکار رفته در جدایش ثقلی به زمانی تعلق دارد که ایجاد و هوازدگی سنگها و آزاد شدن کانی‌های تشکیل دهنده آنها و انتقال دانه‌های کانی توسط باران‌های سنگین انجام می‌گرفت. این نیرو، تشکیل دهنده رسوبات آبرفتی فلزات گرانبها و جواهرات از گذشته تا کنون بوده است. حفاری‌های باستانی نشان داده است که تغلیظ کانی‌هایی مانند سرب- نقره در یونان باستان تا ۴۰۰-۳۰۰ سال قبل از میلاد قدمت دارد. در نتیجه جدایش ثقلی به عنوان یک روش کانه آرایی، دارای تاریخ کهنی می‌باشد.

روش‌های پرعیار سازی ثقلی، روش‌هایی هستند که به وسیله آنها می‌توان مخلوطی از ذرات با ابعاد، شکل و جرم مخصوص مختلف را به کمک نیروی ثقل، نیروی گریز از مرکز و دیگر نیروها به کمک جریان سیال، بخصوص آب (و یا هوا) از یکدیگر جدا ساخت. بنابراین با توجه به پارامترهای یاد شده، طی مراحلی خاص به کمک بعضی از دستگاه‌ها میتوان مواد معدنی را به بخش‌هایی با خواص هیدرودینامیکی غیر مشابه تفکیک کرد. اگرچه این روش‌ها بر اساس جرم مخصوص به روش‌های ثقلی معروف اند ولی طبقه بندی شکل و ابعاد ذرات نیز نقش بسیار مهمی را در این روش‌ها ایفا می‌کنند[۱۰].

معمولاً در روش‌های ثقلی دست یابی به بازیابی و عیار بالا در یک مرحله از عملیات کار چندان ساده-ای نیست. لذا بهتر است ابتدا از دستگاه‌های ثقلی به عنوان روش پیش تغلیظ (مرحله رافر) و سپس از دستگاهی مشابه و یا روشی دیگر (نظیر فلوتاسیون، مغناطیسی، لیچینگ و غیره) به عنوان مرحله شستشو استفاده شود. به عنوان مثال میتوان به روشهای ثقلی به عنوان مرحله رافر طلا قبل از عملیات سیانوراسیون و یا پرعیار سازی اولیه کانسنگ‌های سرب و روی قبل از عملیات آسیا و فلوتاسیون اشاره کرد.

به منظور افزایش بازدهی بهتر است مواد ابتدا به چند بخش طبقه بندی و سپس هر بخش به دستگاه خاصی و یا به طور مستقل با همان دستگاه پرعیار شوند. بنابراین در روشهای ثقلی هر چه ابعاد محدودتر باشد بازدهی جدایش بیشتر می‌شود[۶].

در بسیاری موارد اگرچه روشهای ثقلی بسیار ساده اند و هزینه عملیات با این روش‌ها پایین است ولی به نحو موفقیت آمیزی با دیگر روش‌های پرعیار سازی که پیچیده و گران قیمت ترند قابل مقایسه اند. از محسنات این روش‌ها میتوان به موارد زیر اشاره کرد:

- هزینه نصب به ازای هر تن ماده معدنی نسبت به فلوتاسیون در شرایط مشابه
- هزینه کم انرژی لازم در مراحل نصب (بسته به نوع کارخانه و مواد معدنی)
- عدم استفاده از معرف های[1] گران قیمت
- عدم تاثیر نامطلوب زیست محیطی نسبت به روشهای دیگر مثل فلوتاسیون به دلیل بکار نگرفتن مواد شیمیایی آلی طی فرایند جدایش

[1] reagents

- ساده بودن فرایند و ظرفیت و کارایی بالا

تمام ترکیبات کانی‌ها به این روش کانه آرایی پاسخ نمی‌دهند. برای تعیین مناسب بودن فرایند جدایش ثقلی برای یک کانسنگ خاص، معمولا از یک معیار تغلیظ[1] استفاده می‌شود. معیار تغلیظ به این صورت تعریف می‌شود:

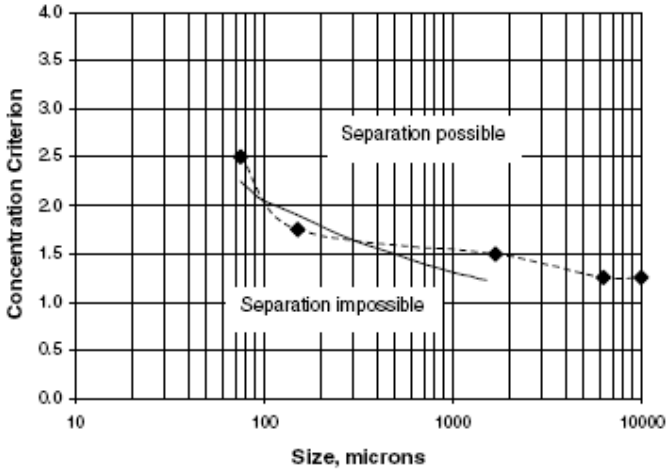
$$\text{معیار تغلیظ} = \frac{\text{چگالی سیال- چگالی کانی سنگین}}{\text{چگالی سیال- چگالی کانی سبک}} \qquad (۱-۴)$$

یک راهنما برای جدایش پذیری ثقلی بر اساس معیار تغلیظ در جدول ۴-۱ نشان داده شده است. نمودار ۴-۱ نیز نمودار محدودیت‌های جدایش بر حسب اندازه و معیار غلظت را نشان می‌دهد. در این نمودار، جدایش در بالای خط ممکن و برای معیار غلظت در زیر خط ناممکن است. [۱۰]

جدول ۴-۱- راهنمای معیار تغلیظ برای جدایش ثقلی[۱۰]

معیار جدایش (CC)	قابلیت جدایش ثقلی با توجه به ابعاد
CC > ۲/۵	به آسانی تا ۷۵ میکرون
۱/۷۵ < CC < ۲/۵	ممکن تا ۱۵۰ میکرون
۱/۵ < CC < ۱/۷۵	ممکن تا ۱/۷ میلی متر
۱/۲۵ < CC < ۱/۵	ممکن تا ۶/۳۵ میلی متر
CC < ۱/۲۵	ناممکن در هر اندازه

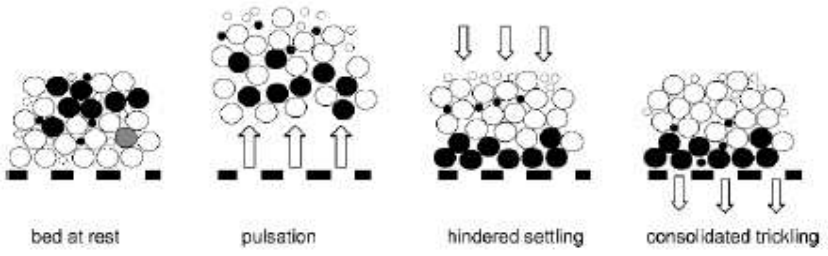
[1] Concentration criterion



نمودار ۴-۱- منحنی حد ابعاد برای جدایش ثقلی[۱۰]

۴-۲-۲- جیگ

جیگ یکی از وسایل جدایش ثقلی است که در آن طبقه بندی در یک بستر از ذرات با کمک حرکات ضربانی تکراری یک جریان سیال در بستر حاصل می‌شود. ذرات در بستر منبسط می‌شوند در نتیجه زمانیکه حرکات ضربانی متوقف می‌شود، ذرات قادر خواهند بود تحت تاثیر جاذبه یکپارچه شوند. شکل ۴-۱ انبساط و انقباض بستر به همراه سقوط ذرات درشت تر و سنگین تر تحت شرایط ته نشینی با مانع را نشان می‌دهد.



شکل ۴-۱- انبساط و انقباض یک بستر از ذرات بنا به عمل جیگ[۱۰]

انبساط و انقباض بستر در یک فرایند دوره‌ای تکرار می‌شود تا ذرات سنگین و سبک با توجه به چگالی خود طبقه بندی شوند. فرکانس این حرکات نوسانی بین ۳۰۰-۵۰ دور در دقیقه است.

ته نشینی یک ذره در یک سیال ویسکوز توسط رابطه (۴-۲) بیان میشود. زمانیکه یک ذره شروع به حرکت می‌کند، سرعت ذره کوچک است و در نتیجه نیروی کشش که بر ذره اعمال میشود، F_D ، جزئی می‌باشد. چون نیروی کشش با سرعت ذره نسبت به سیال افزایش می‌یابد، در نتیجه:

$$a_p = g\left(\frac{\rho_S - \rho_F}{\rho_S}\right) \quad (۴-۲)$$

به همین دلیل، شتاب اولیه ذرات فقط وابسته به چگالی جامد و سیال و مستقل از اندازه ذره می‌باشد. زمانیکه ذرات به یک سرعت محسوس می‌رسند، نیروی کشش سیال قابل توجه شده و با شتاب بیشتر ذره تا اندازه ای مخالفت می‌کند که سرانجام شتاب ذره به صفر افت می‌کند و یک سرعت حد بدست می‌آید که به ابعاد و ذره و چگالی آن وابسته است. اگر دامنه حرکت ذره تحت نیروی ثقل توسط بالا نگه داشتن فرکانس، کوتاه شود، آنگاه فاصله کلی طی شده توسط ذرات بیشتر حاصل از تفاوت در شتاب اولیه بین ذرات با توجه به تفاوت در چگالی آنها خواهد بود تا سرعت‌های حد که به نوبه خود متاثر از ابعاد ذره می‌باشد. بنابراین برای ذراتی با سرعت حد مشابه مانند ذرات کوچک سنگین و درشت سبک، یک سیکل کوتاه جیگ کردن برای جدایش لازم خواهد بود.

با این وجود، برای ذرات درشت‌تر، حرکت طولانی‌تر با سرعت کاهش یافته، طبقه بندی بهتری حاصل می‌کند و در نتیجه ممکن است ترجیح داده شود که خوراک به فراکسیون‌های با دانه بندی نزدیک به هم تفکیک شوند و برای هر فراکسیون ابعادی یک بهینه سازی عملیات جیگ تعیین شود.

با یک سیکل حرکت طولانی‌تر، ذرات به سرعت حد خود می‌رسند که به چگالی و ابعاد ذره بستگی خواهد داشت. شرایط ته نشینی با مانع حکم فرما خواهد بود. با تنظیم جریان رو به بالای سیال، سرعت ته نشینی ذرات ریز و سبک مغلوب شده و ذرات ریز به سمت بالا حمل و از ذرات سنگین‌تر درشت‌تر جدا می‌شوند. یک حرکت قویتر ضربانی تنها اجازه ته نشینی به ذره سنگین درشت در برابر نیروی رو به بالای سیال می‌دهد. برای ذراتی که دارای سرعت حد مشابه می‌باشند مانند ذرات کوچک سنگین و ذرات بزرگ سبک، جدایش توسط این روش‌ها ممکن نخواهد بود.

ته نشینی با مانع برای جدایش ذرات درشت قابل توجه‌تر خواهد بود، جاییکه یک حرکت سیکل آهسته‌تر استفاده می‌شود، علی رغم خوراک درشت‌تر، ذرات درشت‌تر زمان لازم برای رسیدن به سرعت حد پیدا نمی‌کنند. پارامترهایی که در ته نشینی با مانع در حین عملیات جیگ کردن موثر هستند شامل اندازه، چگالی و شکل، چگالی و ویسکوزیته سیال، درصد جامد و ویژگی‌های جدا کننده می‌باشد.

زمانیکه ضربان به بالای حرکت می‌رسد، سرعت رو به بالای آب کاهش می‌یابد و ذرات دوباره شروع به ته نشینی می‌کنند که ابتدا ذرات با سرعت حد بالا شروع به این ته نشینی می‌کنند. سپس ذرات با ته نشین شدن در برابر سرند جیگ، شروع به فشردگی به سمت پایین می‌کنند. ذرات درشت به هم فشرده شده، حفرات بزرگی بین خودشان بوجود می‌آورند که از آنها ذرات کوچکتر می‌توانند به ته نشینی تحت ثقل ادامه دهند. این عمل چکیدن به پایین آوردن ذرات ریز سنگین به لایه سنگین کمک می‌کند (شکل ۴-۱) و اگر این عمل طولانی شود، باعث کشیده شدن ذرات سبک ریز به لایه سنگین شده و در نتیجه باعث آلوده شدن فراکسیون سنگین می‌شود.

لایه بندی در حین مرحله انبساط توسط ته نشینی با مانع توسط بعضی اصلاحات با شتاب تفاضلی و در زمان مرحله فشردگی بستر، توسط چکیدن کنترل می‌شود. فرکانس سیکل جیگ و کنترل اتفاقات در هر سیکل در تعیین رفتار ذرات در بستر جیگ، بحرانی می‌باشد. یک زمان سیکل حداقل برای اینکه هر فاز از سیکل به اپتیمم برسد، لازم خواهد بود. هر گونه افزایش دیگر در زمان سیکل اپتیمم نخواهد بود یا بستر در یک وضعیت فشرده قرار خواهد گرفت و هیچ جدایش دیگری در حین فاصله بوجود نخواهد آمد در نتیجه ظرفیت را تحت تاثیر قرار می‌دهد. در نتیجه تنظیم سرعت سیکل مهمترین گزینه قابل اعمال خواهد بود.

پارامترهایی که فرکانس سیکل را تعیین می‌کنند شامل سرعت خوراک دهی، اندازه و ابعاد خوراک و طرح جیگ می‌باشد [۱۰].

اگر دانه بندی بار اولیه به جیگ محدودتر باشد ذرات سنگین تر با مشکلات زیادی چکیده می‌شوند و ممکن است با باطله از محیط خارج شوند. در چنین شرایطی می‌توان با افزایش جریان آب رو به بالا تراکم لایه را کاهش داد. بدین ترتیب حرکت جهشی افزایش و حرکت کششی کاهش می‌یابد. با ادامه این عمل می‌توان حرکت کششی را به طور کامل متوقف نمود.

برای بار اولیه دانه درشت که توزیع دانه بندی محدود و نسبت بیشتری از ذرات کانی سنگین را در بر داشته باشد و یا لایه ضخیمی را تشکیل دهد، دامنه نوسانات باید وسیع و زمان سیکل طولانی باشد. برای بار اولیه دانه ریز و توزیع دانه بندی وسیع که درصد کمتری از کانی سنگین را در بر داشته باشد و یا لایه نازکی را تشکیل دهد دامنه نوسانات باید کوچک و زمان سیکل نیز باید کوتاهتر باشد. بنابراین برای تولید کنسانتره ای با درجه خلوص زیاد بستر باید کاملا فشرده و همچنین حرکت باید

سریع و کوتاه باشد ولی برای افزایش بازیابی، بستر نباید فشرده باشد و حرکت‌های طولانی و آرام باید اعمال شود[۶].

۴-۲-۳- میز لرزان

میز لرزان، یک سطح مستطیل یا متوازی الاضلاع با موانع است که اساساً در یک صفحه افقی کار می-کند. در حالیکه جریان آب توسط نیروی ثقل در امتداد محور کوچک جریان دارد، سیستم محرک یک حرکت متغیر در امتداد محور بزرگ آن ایجاد می‌کند. در حال حاضر از میز برای آرایش ذغال، باریت، ماسه های ساحلی، کرومیت، ماسه شیشه، گارنت، آهن، منگنز، میکا، فسفات، پتاس، تانتالیم، قلع، تیتانیوم، تنگستن و زیرکن استفاده می‌شود.

جدایش حاصل از میز نتیجه اصول متعدد کانه آرایی است که بر خوراک به صورت همزمان تاثیر می-گذارد. اینها شامل کنسانتره سازی فیلم جاری، ته نشینی با مانع، چکیدن، و شتاب نامتقارن است.

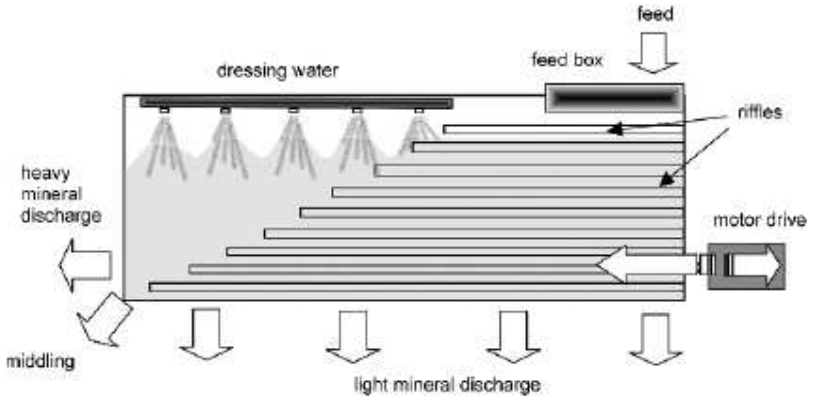
در عمل پالپ حاوی جامد و آب در گوشه بالایی میز شیبدار تغذیه می‌شود. با حرکت مواد معلق در سراسر میز، در پشت موانع طولی گیر می‌کنند. حرکت متغیر لرزان سطح باعث جدایش ابعادی و لایه بندی بر اساس وزن مخصوص می‌شود. در نتیجه ذرات با وزن مخصوص مشابه با توجه به ابعادشان به صورت عمودی قرار می‌گیرند.

زمانیکه بسترها ایجاد شد، افزودن پالپ بیشتر و عمل جریان آب سراسری باعث بریده شدن لایه‌های بابایی ذرات طبقه بندی شده می‌گردد، در نتیجه باعث می‌شود ذرات با وزن مخصوص کمتر و درشت‌تر از روی موانع عبور کرده و به سمت قسمت پایین میز بروند. عمق موانع و ضخامت بستر از

مکانیزم محرک به قسمت تخلیه کاهش می یابد. این باعث تغلیظ پیوسته جریان نازک ذرات دانه ریزتر و چگال‌تر با حرکت این ذرات در امتداد طولی میز می‌شود.

در تغلیظ کننده از نوع میز لرزان، حرکت تفریقی، سطح دارای مانع و جریان سراسری آب جهت ایجاد جدایش ذرات مورد استفاده قرار می‌گیرد. حرکت لرزشی نامتقارن است یعنی این حرکت در جهت رو به جلو آهسته و در جهت عکس سریع انجام می‌شود. این حرکت تفریقی باعث می‌شود ذراتی که در تماس با میز هستند از طریق اصطکاک در جهت میز حرکت کنند.

میز از یک سطح با شیب ملایم توسط موانعی که معمولا در امتداد طول میز یا نزدیک به آن هستند پوشیده شده است ارتفاع این موانع از سمت ورود بار اولیه به طرف دیگر به تدریج کم می‌شود به نحوی که بخشی از سطح میز صاف و بدون مانع است. (شکل ۴-۲)



شکل ۴-۲- نمای شماتیکی از میز لرزان[۱۰]

خوراک از گوشه بالایی میز با درصد جرمی جامد حدود ۲۵٪ تغذیه می‌شود و با حرکت لرزان، ذرات در سراسر میز پخش می‌شوند. آب شستشو در امتداد لبه بالایی میز برای کمک به جدایش و انتقال

ذرات بر روی میز بکار می‌رود. تاثیر نهایی این است که ذرات به صورت قطری از گوشه خوراک در سراسر میز حرکت می‌کنند.

با پراکنده شدن مواد موجود در خوراک در سراسر میز، ذرات به صورت لایه‌هایی در پشت موانع لایه بندی می‌شوند. موانع کمک می‌کنند تا حرکت لرزان به ذرات منتقل شود و در عین حال از شستشوی آنی ذرات از سطح میز جلوگیری می‌کند. لایه‌های متوالی از ذرات با دور شدن از بخش خوراک دهی و با کاهش ارتفاع موانع و توسط جریان آب سراسری میز از بالای موانع جدا می‌شوند. زمانیکه ذرات باقیمانده به انتهای مانع می‌رسند، تنها یک لایه نازک روی سطح میز قرار دارد. اگر میز دارای یک انتهای صاف و بدون مانع باشد، آنگاه جریان نازک آب، ذرات سنگین را قبل از تخلیه از انتهای میز بیشتر شستشو می‌دهد.

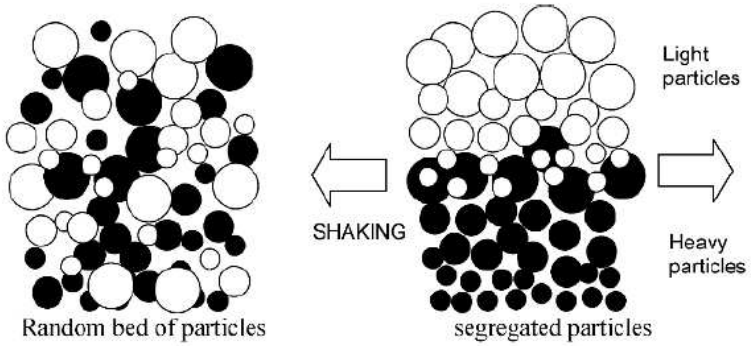
عمل جدایش بر روی میز لرزان شامل عمل انتخابی جریان نازک آب و لایه بندی و ته نشینی با مانع پشت موانع است[۱۰].

۴-۲-۳-۱- لایه بندی و ته نشینی با مانع

با توجه به عملکرد تقریباً افقی میز و جریان آب، لایه بندی تنها مکانیزم کار بر میز نمی‌باشد. حدسیاتی وجود دارد که ته نشینی با مانع ممکن است در جدایش بصورت فرعی مؤثر باشد. لایه بندی با توجه به حرکت لرزشی سطح و جریان آب، لایه بندی میز نام دارد. تحت چنین فرایندی، ذرات ریز به سمت انتهای بستر و در پشت موانع تفکیک می‌شوند در حالیکه ذرات درشت در قسمت بالا جمع می‌شوند. برای یک ترکیب از کانیها با دانسیته متفاوت در خوراک، یک لایه میانی از ذرات وجود خواهند داشت که ذرات درشت سنگین و ریز سبک همپوشانی می‌کنند (شکل ۴-۳). از آنجاییکه آب

شستشو روی موانع جریان دارد، میتواند باعث نفوذ جریانهای گردابی به بستر متحرک قبل از جریان یافتن بر روی مانع بعدی شود. این جریان رو به بالای آب می‌تواند با یک عمل از نوع ته نشینی با مانع، باعث بلند شدن ذرات ریز تر به موقعیت‌های بالاتر در بستر شده و این عمل می‌تواند در جدایش کانی‌های سنگین و سبک همکاری کند. این تاثیر ته نشینی با مانع در امتداد هر مانع به تنهایی کوچک است اما تاثیر تجمعی در امتداد مجموع موانع برروی سطح ممکن است در جدایش ذرات سبک ریز از ذرات سنگین درشت در بستر دارای تاثیر کافی باشد.

اگر ذرات در خوراک دارای دانه بندی نزدیک هم باشند ته نشینی با مانع مؤثرتر خواهد بود. تفکیک دانه بندی خوراک میز باعث بهبود عملکرد میز شده و ظرفیت را افزایش می‌دهد[۱۰].



شکل ۴-۳- تفکیک ذرات بنا به جهش افقی میز[۱۰]

۴-۲-۳-۲- پارامترهای عملیاتی

فاکتورهایی که عملکرد کنسانتره سازهای لرزان را تحت تاثیر قرار می‌دهند به این شرح است:

- اندازه، چگالی و شکل ذره
- طرح مانع

- شکل سطح
- نرخ جریان آب و خوراک
- حرکت و سرعت میز
- شیب سطح

تاثیر این متغیرها در جدول ۴-۲ خلاصه شده است.

شکل ذره یک فاکتور مهم در فرایند کلی میز نیست با این وجود ذرات تخت بـه آسـانی در روی میـز نمی‌غلتند و تمایل دارند در طول بخش تخلیه کانی سنگین حمل شوند.

فاکتور با اهمیت تر اندازه ذره است. در لایه بندی و ته نشینی با مانع میز، جـدایش ذرات بـا افـزایش محدوده دانه بندی خوراک مشکل‌تر می‌شود. اگر خوراک میز دارای محـدوده وسـیعی از ابعـاد باشـد، بعضی از فراکسیون‌ها بصورت ناکارامدی جدا می‌شوند. اگر اختلاف چگالی زیاد باشـد، بـرای عملکـرد بهینه میز، جریان خوراک جامد و آب به میز باید همسان و ثابت باشد[۱۰].

جدول ۴-۲-متغیرهای تاثیر گذار بر عملکرد میز لرزان[۱۰]

متغیر	مقدار	تاثیر
شکل سطح	مورب	افزایش ظرفیت افزایش عیار جریان واسطه کمتر جدایش ذرات ریزتر
موانع	بخشی از سطح	عمل شستشو فراوری خوراک دانه بندی شده
	تمام سطح	عمل باطله گیری فراوری خوراک دانه بندی نشده
نرخ خوراک	۲ تن بر ساعت ۰،۵ تن بر ساعت ۱۵ تن بر ساعت	برای ماسه۱،۵ mm برای نرمه ۱۵۰μm- برای ذغال تا ۱۵ mm
سرعت وحرکت	۳۰۰-۲۶۰ حرکت در دقیقه ۱۲-۲۵ mm	برای کانه درشت
	۳۲۰-۲۸۰ حرکت در دقیقه ۸-۲۰ mm	برای کانه ریز
	۲۸۵-۲۶۰ حرکت در دقیقه ۲۰-۳۵ mm	برای ذغال
شیب طولی و عرضی	۱۱-۲۵mm/m ۲۰-۲۵ mm/m	ماسه درشت
	۹-۱۵ mm/m ۱۵-۳۰mm/m	ماسه متوسط
	۲-۹ mm/m ۸-۲۰ mm/m	ماسه ریز
	۱-۷ mm/m ۴-۱۲ mm/m	نرمه
نسبت آب به جامد	٪۲۵-٪۲۰ (جرمی)	جدایش کانیها
	٪۴۰-٪۳۳ (جرمی)	جدایش ذغال

۴-۲-۴- شرح آزمایشات جدایش ثقلی کانسنگ سرب چنگرزه

مقدمه:

تغلیظ کانه سرب بعد از خردایش برای دستیابی به درجه آزادی بهینه به روش‌های ثقلی و فلوتاسیون صورت می‌گیرد. در صورتیکه درجه آزادی در ابعاد درشت (بالاتر از ۵۰۰ میکرون) حاصل شود می‌توان به روش ثقلی عمل کرد زیرا وزن مخصوص کانه سرب نسبت به باطله بیشتر بوده و با معیار نسبت چگالی موثر استدلال کافی برای فرآیند ثقلی وجود خواهد داشت.

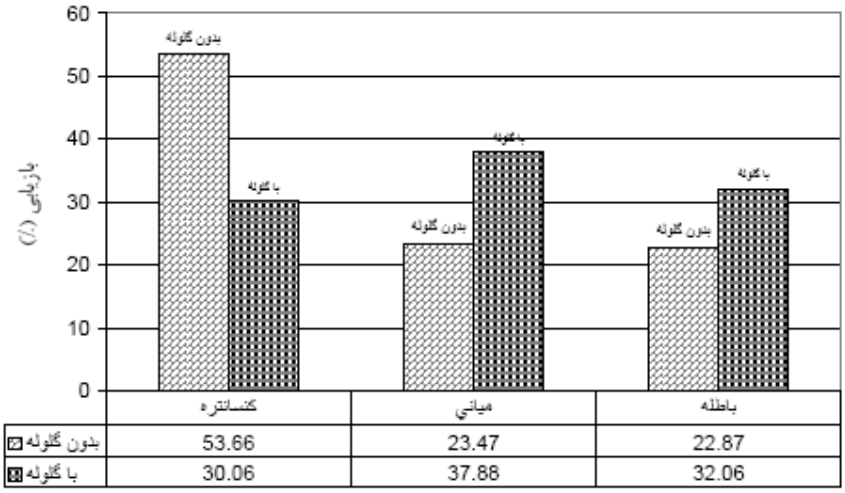
بدیهی است برای بقیه موارد خردایش تا ابعاد حدود ۱۰۰ میکرون باید انجام و به روش فلوتاسیون عمل شود. بعضاً برای کاهش حجم بار ورودی به بخش فلوتاسیون می‌توان به روش ثقلی محصول میانی تولید و سپس این محصول میانی را به فلوتاسیون ارسال نمود. در هر صورت استفاده از جیگ و میز معمول بوده و تا ۵۰٪ سرب نیز به عنوان محصول قابل فروش تلقی می‌گردد. مزیت روش ثقلی هزینه خردایش کمتر و عدم مشکل تامین آب می‌باشد.

به منظور امکان سنجی استفاده از روشهای ثقلی برای آرایش کانسنگ چنگرزه، آزمایشاتی با کمک میز و جیگ انجام گرفت. به این منظور از جیگ و میز موجود در آزمایشگاه دانشکده فنی دانشگاه تهران آزمایشاتی استفاده شد.

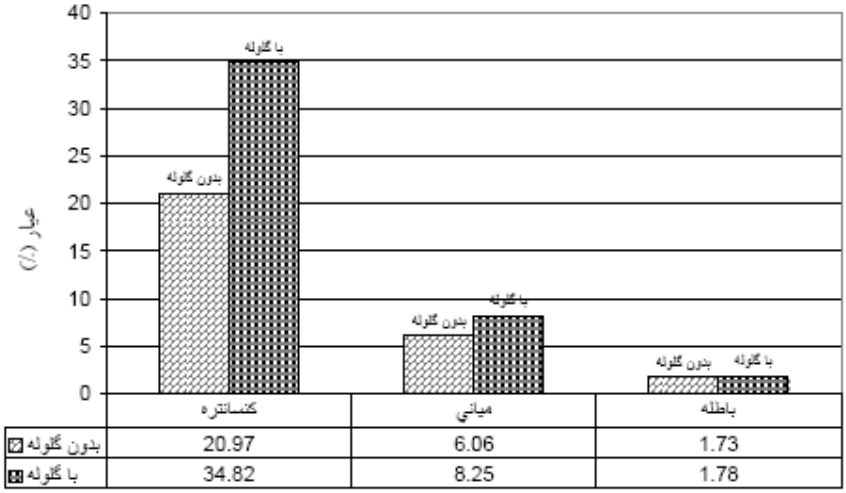
۴-۲-۴-۱- آزمایشات جیگ

در آزمایشاتی که به کمک جیگ انجام گرفت، تاثیر پارامترهای دبی آب، دانه بندی، فرکانس نوسانات دستگاه بررسی گردید.

در آزمایش شماره صفر که برای تعیین تقریبی پارامترها صورت گرفت، نمونه با دانه بندی (۸۵۰+ و ۲۳۶۰-) میکرون با دبی آب lit/min ۳ و فرکانس ۲۶۵ مورد بررسی قرار گرفت. در بررسی با میکروسکوپ مشاهده شد مقدار زیادی گالن در محصول میانی موجود است. این نمونه خشک و در آزمایش ۱ دوباره با افزایش دبی آب به ۴ لیتر مورد آزمایش واقع شد. اما بهبود قابل مشاهده‌ای حاصل نگردید. در آزمایش ۲ با شرایط مشابه از وجود گلوله صرف نظر گردید. اما در این آزمایش هم به دلیل عدم وجود گلوله مقدار زیادی باطله به کنسانتره راه یافت و باعث افت عیار گردید. نتایج در نمودارهای ۴-۲ و ۴-۳ قابل مشاهده است.



نمودار ۴-۲- تاثیر استفاده از گلوله در بازیابی (فراکسیون ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- میکرون)

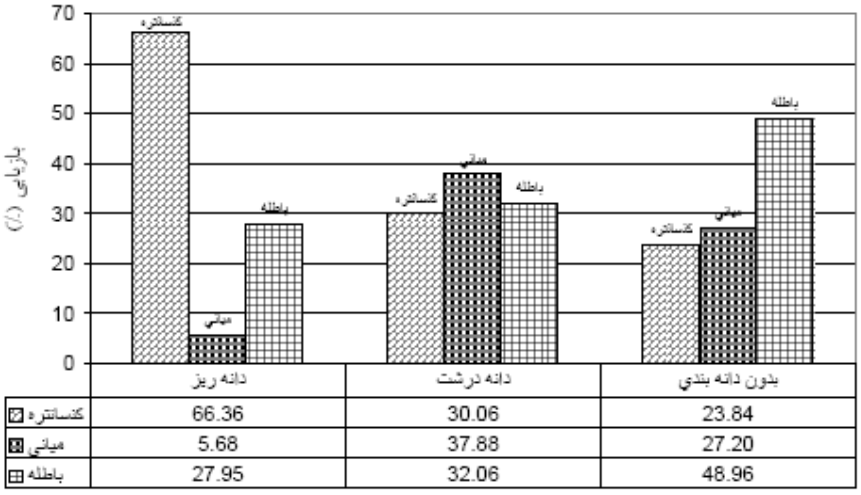


نمودار ۴-۳- تاثیر استفاده از گلوله بر عیار (فراکسیون ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- میکرون)

در آزمایش ۳، تاثیر ابعاد خوراک بررسی گردید. فراکسیون مورد استفاده در این آزمایش ۳۰۰+ و ۸۵۰- میکرون بود. با وجود افزایش ۱ لیتری دبی آب باز هم مقدار زیادی باطله به کنسانتره راه یافت. (پیشنهاد می‌شود در صورت امکان در آزمایشات تکمیلی دبی آب بیشتر، فرکانس بالاتر و دامنه کم گردد).

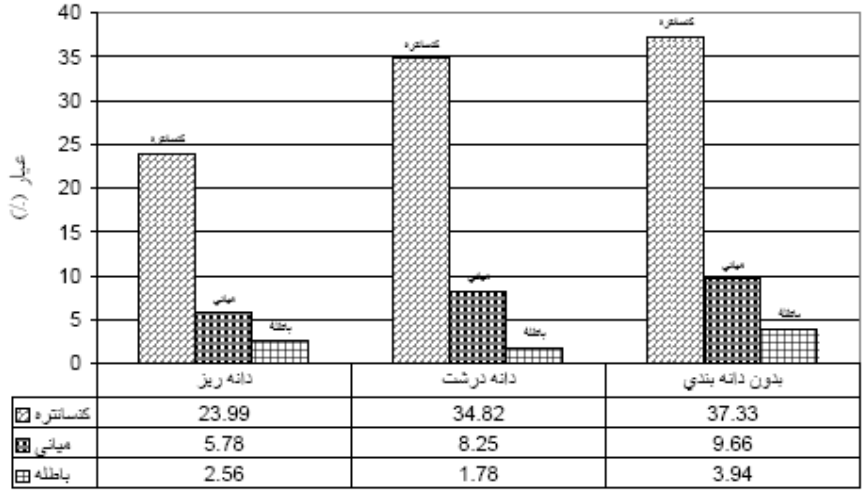
در آزمایش ۴، نمونه بدون انجام دانه بندی و با شرایط مشابه آزمایش‌های قبلی به جیگ معرفی شد. همانطور که از نتایج تاثیر دانه بندی خوراک بر عیار و بازیابی در نمودارهای ۴-۴ و ۴-۵ مشاهده می-شود، بالاترین بازیابی کنسانتره در فراکسیون دانه ریز (۳۰۰+ و ۸۵۰- میکرون) و بالاترین عیار کنسانتره در فراکسیون بدون دانه بندی بدست آمده است. اما در حین آزمایش مشاهده گردید که بخش قابل توجهی از خوراک بدون دانه بندی (نرمه) در حین عملیات جیگ بصورت سرریز دور ریخته شد که با توجه به دانه ریز بودن کانسنگ میتواند باعث افت کانی باارزش شود.

با اتمام کانسنگ پرعیار، بر روی کانسنگ کم عیار نیز آزمایشاتی صورت گرفت. اما نتایج بسیار ضعیفی بدست آمد.



	دانه ریز	دانه درشت	بدون دانه بندی
کنسانتره	66.36	30.06	23.84
میانی	5.68	37.88	27.20
باطله	27.95	32.06	48.96

نمودار ۴-۴- تاثیر دانه بندی خوراک بر بازیابی جیگ



	دانه ریز	دانه درشت	بدون دانه بندی
کنسانتره	23.99	34.82	37.33
میانی	5.78	8.25	9.66
باطله	2.56	1.78	3.94

نمودار ۴-۵- تاثیر دانه بندی خوراک بر عیار جیگ

از آنجاییکه محدوده جداسازی جیگ حدود یک میلیمتر است و دانه بندی‌های درشت را در بر می‌گیرد و از طرف دیگر با توجه به آنالیز شیمیایی فراکسیون‌های مختلف، محتوی سرب بخش دانه ریز بیشتر از دانه درشت است، با توجه به جدول و نمودارهای مقایسه‌ای در هیچکدام از آزمایشات

عیار کنسانتره به ۵۰٪ که مورد نظر بود نرسید. جدول پیوست ب- ۱ نتایج و شرایط مورد استفاده در آزمایشات به کمک جیگ را نشان می‌دهد.

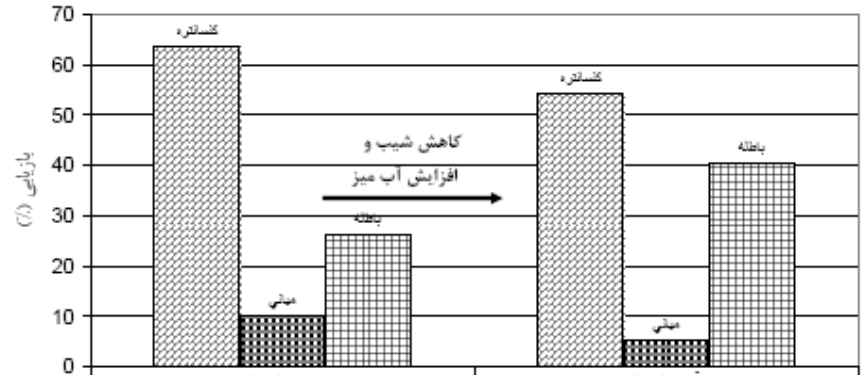
۴-۲-۴-۲- آزمایشات میز لرزان:

با توجه به درجه آزادی ۲۱۲ میکرون و به دلیل اینکه نتایج مطلوبی از جیگ بدست نیامد، میز لرزان به عنوان آلترناتیو دیگر مورد بررسی قرار گرفت.

با توجه به اینکه هر چه دانه بندی خوراک میز ریزتر و محدودتر باشد، کارایی میز بهتر می‌شود، خوراک به کمک سرند به فراکسیون های مختلف تقسیم شد.

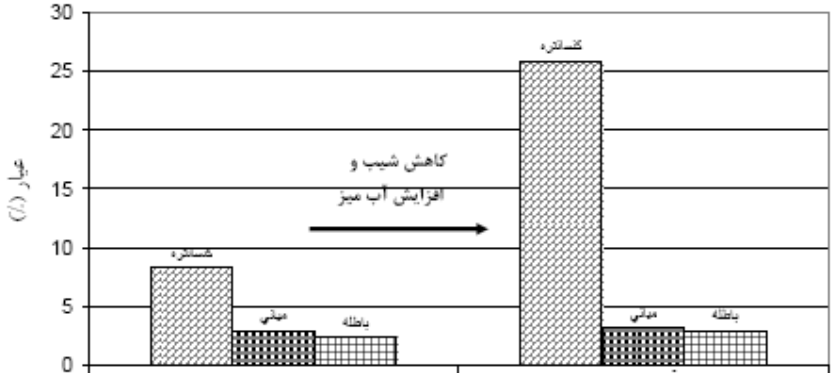
در آزمایش ۲ برای دانه بندی ۸۵۰+ و ۲۰۰۰- میکرون، شیب $^{\circ}$۱۳ (با شیب ۱۱ جدایش صورت نگرفت)، آب خوراک lit/min ۸ و آب میز lit/min ۱۰تنظیم گردید. در این شرایط مقدار زیادی باطله به کنسانتره راه یافت و وزن کنسانتره زیاد شد. در بخش میانی و باطله تمام ذرات گالن درگیر بودند که نشان دهنده نرسیدن به آزادی مناسب است.

در آزمایش ۳، به طور همزمان شیب میز به $^{\circ}$۱۲ کاهش و آب میز به lit/min ۱۲،۵ افزایش یافت. در این مورد هم بخش میانی و باطله تمام ذرات گالن درگیر بودند. افزایش قابل ملاحظه ای در عیار کنسانتره حاصل شد. تغییرات بازیابی و عیار در نمودارهای ۴-۶ و ۴-۷ قابل مشاهده است.



	آزمایش ۲	آزمایش ۳
کنسانتره	63.67	54.17
میانی	10.16	5.31
باطله	26.17	40.52

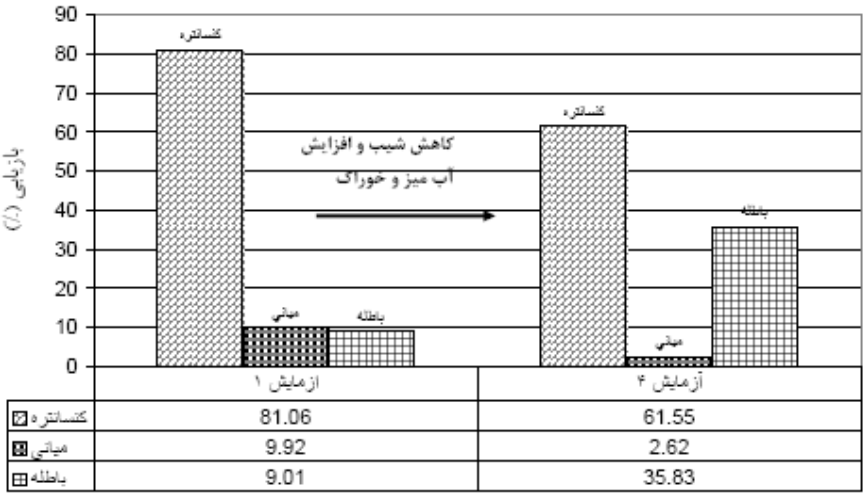
نمودار ۴-۶- تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز بر بازیابی (۸۵۰+ و ۲۰۰۰- میکرون)



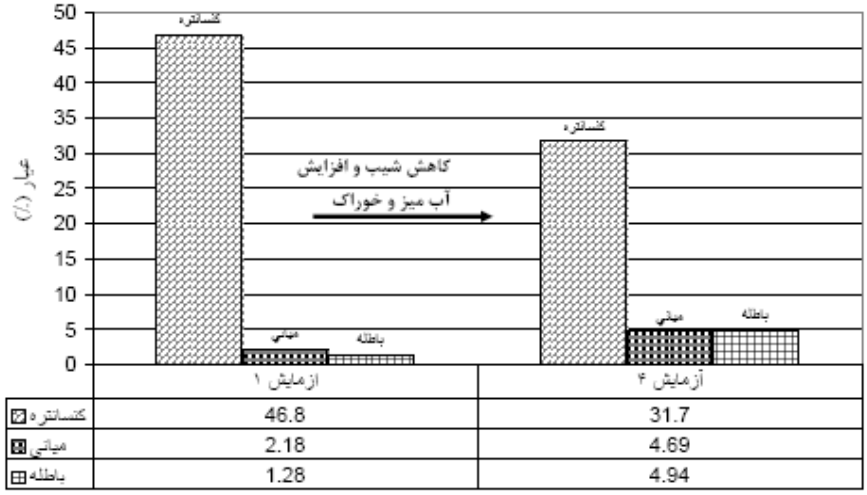
	آزمایش ۲	آزمایش ۳
کنسانتره	8.29	25.9
میانی	2.88	3.12
باطله	2.37	2.86

نمودار ۴-۷- تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز بر عیار (۸۵۰+ و ۲۰۰۰- میکرون)

در فراکسیون ۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون نیز دو آزمایش مقایسه ای ۱ و۴ انجام گردید. در آزمایش ۱ بالاترین عیار و بازیابی کنسانتره بدست آمد (عیار ۴۶،۸٪ و بازیابی ۸۱٪). با هدف رسیدن به عیار بالاتر، شیب از ۱۲ به ۱۰ کاهش و آب خوراک و میز به ترتیب از ۸ به ۱۰ و از ۱۰ به ۱۲ افزایش یافت. اما نتیجه در بازیابی و عیار منفی بود. (نمودارهای ۴-۸ و ۴-۹)



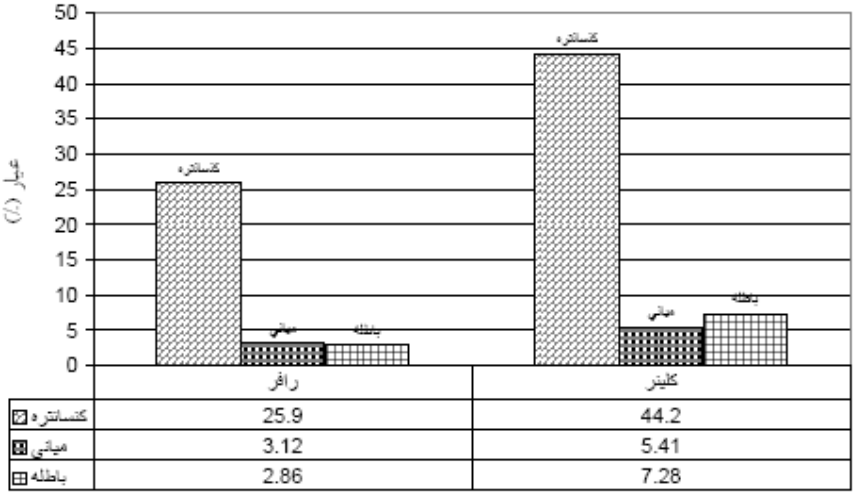
نمودار ۴-۸- تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز و خوراک بر بازیابی (۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون)



نمودار ۴-۹- تاثیر کاهش شیب و افزایش آب میز وخوراک بر عیار (۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون)

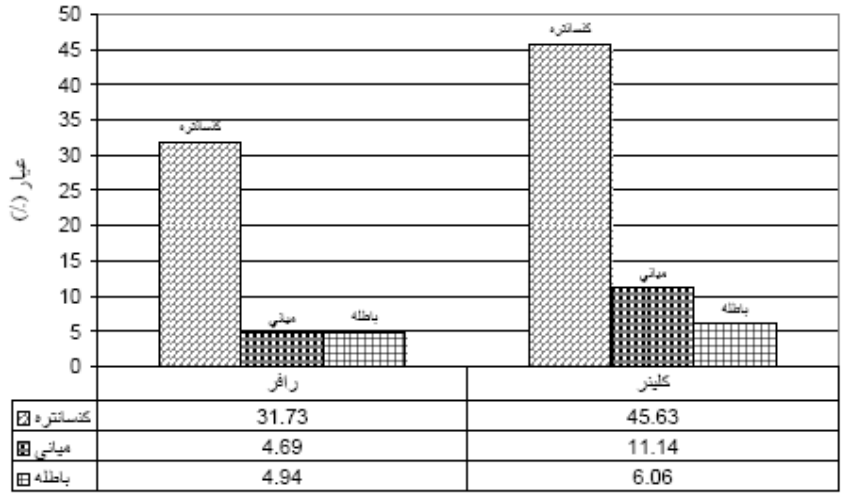
بررسی تاثیر شستشو بر عیار

به منظور بررسی تاثیر انجام کلینر بر کنسانتره رافر، کنسانتره آزمایش ۳ (معرف دانه بندی درشت) و ۴ (معرف دانه بندی ریز) مورد آزمایش قرار گرفت. در هر دو مورد عیار کنسانتره حاصل افزایش قابل ملاحظه ای نشان داد و به حدود ۴۵٪ رسید. نمودارهای ۴-۱۰ و ۴-۱۱ نتایج را بطور مقایسه ای نشان می‌دهد.



	رافر	کلینر
کنسانتره	25.9	44.2
میانی	3.12	5.41
باطله	2.86	7.28

نمودار ۴-۱۰- تاثیر اعمال شستشو بر عیارمحصول میز (۸۵۰+ و ۲۰۰۰- میکرون)



	رافر	کلینر
کنسانتره	31.73	45.63
میانی	4.69	11.14
باطله	4.94	6.06

نمودار ۴-۱۱- تاثیر اعمال شستشو بر عیار محصول میز (۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون)

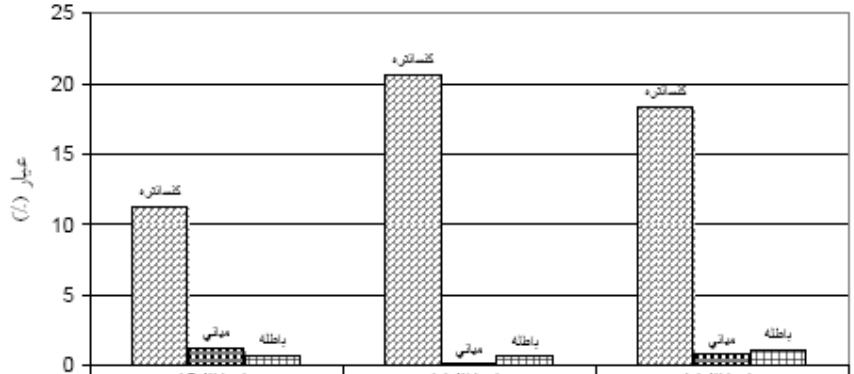
متاسفانه با اتمام نمونه های خوراک اولیه امکان بررسی و مطالعه بیشتر میسر نشد. و با دریافت سری دوم با توجه به اینکه عیار سرب تقریباً نصف شد، سعی شد تا آزمایشات با بهترین نتیجه تکرار و بهینه سازی بر روی آن انجام شود.

فراکسیون ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- میکرون

در فراکسیون ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- میکرون به دلیل کم بودن عیار خوراک، همچنین دانه ریز بودن کانسنگ که باعث فقیر بودن این فراکسیون میشود، کنسانتره بسیار کم عیاری حاصل شد. و بررسی بیشتر منتفی گردید.

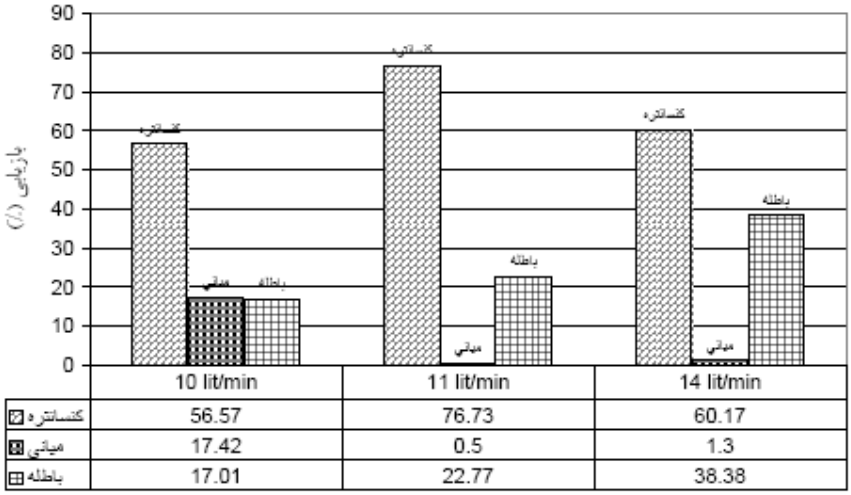
فراکسیون ۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون

با به نتیجه نرسیدن تغلیظ در بخش دانه درشت، تمرکز بر فراکسیون دانه ریزتر (۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون) قرار گرفت. به همین منظور با ثابت نگاه داشتن شیب 12° و آب خوراک 8 lit/min ، آب میز در مقادیر ۱۰، ۱۱ و ۱۴ لیتر بررسی گردید. که در 11 lit/min بالاترین عیار و بازیابی کنسانتره بدست آمد. نتایج مقایسه ای در نمودارهای ۴-۱۲ و ۴-۱۳ ارائه گردیده است.



	10 lit/min	11 lit/min	14 lit/min
کنسانتره	11.28	20.62	18.34
میانی	1.24	0.06	0.77
باطله	0.68	0.61	1.1

نمودار ۴-۱۲- تاثیر افزایش آب میز بر عیار (۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون)



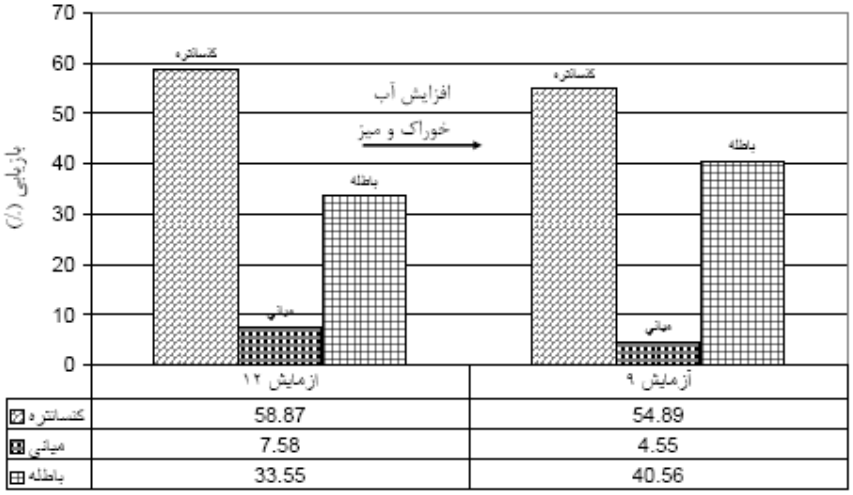
	10 lit/min	11 lit/min	14 lit/min
گلسانتره	56.57	76.73	60.17
میانی	17.42	0.5	1.3
باطله	17.01	22.77	38.38

نمودار ۴-۱۳- تاثیر افزایش آب میز بر بازیابی (۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون)

خوراک بدون دانه بندی

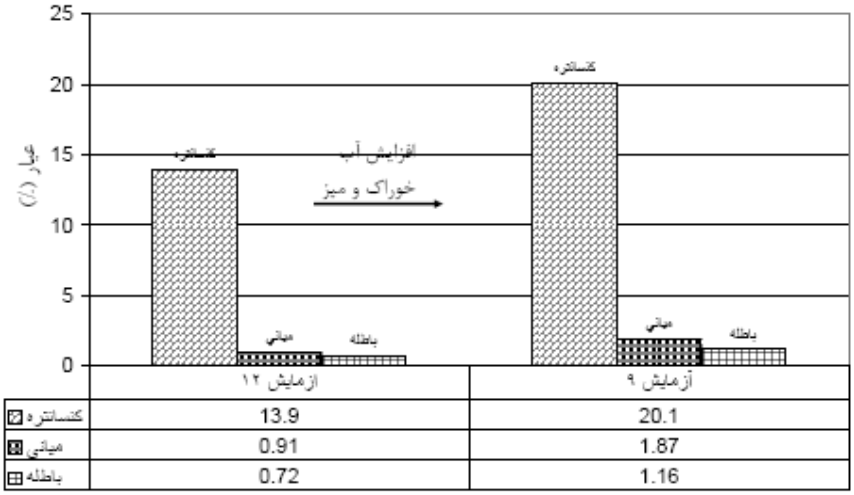
در این آزمایش‌ها با ثابت نگهداشتن شیب میز در $^{\circ}$۱۲، تاثیر افزایش آب خوراک و میز به ترتیب از ۸ به ۱۰ و ۱۱ به ۱۲ بررسی گردید. نتایج مقایسه در نمودارهای ۴-۱۴ و ۴-۱۵ مشاهده می‌شود.

نکته قابل توجه در این آزمایشها این بود که با انتقال خوراک به میز، مقدار زیادی از بخش دانه ریز آن با آب شسته شده و دور ریخته شد. با توجه به دانه ریز بودن کانسنگ، احتمالاً مقدار زیـادی سـرب از دست می‌رود.



	آزمایش ۱۲	آزمایش ۹
کنسانتره	58.87	54.89
میانی	7.58	4.55
باطله	33.55	40.56

نمودار ۴-۱۴- تاثیر افزایش آب خوراک و میز بر بازیابی (بدون دانه بندی)



	آزمایش ۱۲	آزمایش ۹
کنسانتره	13.9	20.1
میانی	0.91	1.87
باطله	0.72	1.16

نمودار ۴-۱۵- تاثیر افزایش آب خوراک و میز بر عیار (بدون دانه بندی)

شرایط کاری مورد استفاده و نتایج حاصل از میز در جدول پیوست ب-۲ نشان داده شده است.

۴-۳- نتیجه گیری آزمایشات ثقلی:

کانسنگ پس از انجام مراحل خردایش توسط سنگ شکن های فکی و ژیراتوری با d80 معادل ۱۷۸۰ میکرون به منظور سنجش امکان استفاده از پرعیار سازی ثقلی به بخش ثقلی متشکل از جیگ و میز معرفی گردید. در آزمایشاتی که به کمک جیگ انجام گرفت، تاثیر پارامترهای دبی آب، دانه بندی بررسی شد. از آنجاییکه محدوده جداسازی جیگ حدود ۲۰-۲ میلیمتر است و دانه بندی‌های درشت را در بر می‌گیرد و از طرف دیگر با توجه به آنالیز شیمیایی فراکسیون‌های مختلف، محتوی سرب بخش دانه ریز بیشتر از دانه درشت است، با توجه به جدول و نمودارهای مقایسه‌ای در هیچکدام از آزمایشات عیار کنسانتره به ۵۰٪ که مورد نظر بود نرسید. برای ذکر نتیجه، بهترین نتیجه از آزمایش ۴ با عیار کنسانتره ۳۷،۳۳٪ در شرایط دانه بندی خوراک ۲/۳۶ میلیمتر، دبی آب lit/min ۴ و فرکانس ۲۶۹ با گلوله حاصل شد.

در مرحله دوم آزمایشات جیگ (خوراک کم عیار)، نتایج بسیار ضعیفی حاصل شد.

به دلیل نتایج نامطلوب حاصل از جیگ و با توجه به درجه آزادی ۲۱۲ میکرون خوراک، از میز لرزان با حد جدایش کوچکتر استفاده گردید. با توجه به کارایی بیشتر میز در دانه بندی محدودتر، خوراک به کمک سرند به فراکسیون های مختلف تقسیم گردید. تاثیر مقادیر مختلف شیب عرضی، آب خوراک، آب میز و دانه بندی خوراک بررسی گردید. در آزمایشات به کمک میز با توجه به نمودار و با ملاک قرار دادن عیار سرب در کنسانتره، بهترین نتیجه از آزمایش ۱ (خوراک پرعیار) با پارامترهای بهینه شیب ۱۲، آب خوراک ۸lit/min ، آب میز lit/min ۱۰ و دانه بندی ۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون به دست

آمد. با بکار گیری یک مرحله شستشو عیار کنسانتره به نزدیک ۴۵٪ ارتقا می‌یابد. (احتمال رسیدن به عیار ۵۰٪ با دو مرحله شستشو وجود دارد.)

در مرحله دوم آزمایشات میز (خوراک کم عیار)، آزمایش ۱۱ با پارامترهـای عملیـاتی شـیب ۱۲، آب خوراک ۸ lit/min، آب میز ۱۱ lit/min بالاترین عیار کنسانتره بدست آمد. (که تقریباً مشابه خـوراک کم عیار است.)

با توجه به نتایج حاصل و نمودارهای مقایسه‌ای عرضه شده، در هیچکدام از دانه بندی‌ها حتی با اعمال شستشو، عیار کنسانتره به بالای ۵۰٪ نرسید. در نتیجه در این مرحله و با استفاده از نتایج آزمایـشات انجام شده، استفاده از میز لرزان به عنوان پرعیار کننده منتفی می‌شود.

۴-۴- فلوتاسیون

فلوتاسیون یک فرایند فیزیکی-شیمیایی برای جدایش جامدات بسیار ریز خرد شده از یکدیگر است. جدایش این جامدات غیر مشابه و مجزا از یکدیگر توسط اتصال انتخابی سطح ذره به یک حباب گاز یا یک مایع انجام می‌پذیرد. اتصال ذره به فاز گازی یا مایع در بیشتر موارد با کمک اصلاح سطح ذره توسط مواد شیمیایی فعال‌کننده سطح انجام می‌گیرد.

محیط بسیار پیچیده‌ای که جدایش در آن صورت می‌گیرد از سه فاز تشکیل شده است: ۱) فاز مایع (عموماً آب)، که از نظر فیزیکی و شیمیایی بسیار فعال است؛ ۲) فاز گازی (عموماً هوا)، که نسبتاً ساده است و ۳) فاز جامد، که می‌تواند بینهایت متغیر تصور شود. حباب‌های هوا بصورت بالن‌هایی عمل کرده و باعث ایجاد شناوری لازم جهت حمل مواد معدنی انتخاب شده به سطح پالپ سه فازی که در آنجا یک کف پایدار ماده معدنی را نگه می‌دارد، شده و توسط کف‌گیری به صورت کنسانتره جدا می-شود. در این میان، موادی که بصورت ترجیحی به حباب‌های هوا چسبیده‌اند، غوطه ور باقی می‌مانند و به عنوان باطله فرایند را ترک می‌کنند.

به جرأت میتوان گفت که بدون توسعه فلوتاسیون به مفهوم امروزی، صنعت معدنکاری نمی‌توانست به موقعیت امروزی خود توسعه یابد. تمام ذخیره مس، سرب، روی، نیکل، نقره و تعداد زیادی از فلزات دیگر از فلوتاسیون کانه کم عیار تامین می‌شوند. فلوتاسیون بهره‌گیری از کانسنگ‌های کم عیار و پیچیده را ممکن می‌سازد. در جهان با نیاز روز افزون به فلزات، فلوتاسیون امکان استخراج صدها میلیون تن مواد معدنی را که در غیر اینصورت غیر اقتصادی بودند، فراهم کرده است.

از نقطه نظر تاریخی، تلاش‌های اولیه در فلوتاسیون بر بازیابی مس، سرب، و روی متمرکز شده بـود. و بعدها شامل سایر کانه‌های فلزی مانند نیکل، مولیبدن، کروم، کبالت و تنگستن گردید. همچنین توجه به سوی بازیابی مواد معدنی غیر فلزی یا صنعتی معطوف گردید و امروزه تناژهای بسیاری از فسفات و پتاس برای کود و مواد شوینده تولید می‌شوند. مواد معدنی صنعتی مانند میکـا، فلوئوریـت، فلدسـپار، بریل و باریت توسط فلوتاسیون پرعیار می‌شوند. در گذشته ذغال بسیار دانه ریز بـه عنـوان باطلـه دور ریخته و موجب آلودگی محیط می‌شد در حالیکه اکنـون توسـط فلوتاسـیون قابـل بازیـابی اسـت. در ساسکاچوان، بازیابی کلرید پتاسیوم (سیلویت) از کلرید سدیم (هالیت) تاثیر زیادی بر اقتـصاد منطقـه گذاشت. تخمین زده شده که در حال حاضر در مجموع، حـداقل ۱۰۰ مـاده معـدنی مختلـف توسـط فلوتاسیون بازیابی می‌شود.

در خارج از جهان معدنکاری، فلوتاسیون در صنایع شیمیایی، کاغذ و فـراوری غـذا بکـار گرفتـه شـده است. بعضی از کاربردهای تیپیک در این حوضه‌ها بازیابی باطله‌های جامد جریان‌های فرایند، بازیـابی نقره از محلول های عکاسی و عکس، پاکـسازی نفـت، چربـی‌هـا، و فیبرهـا از جریـان‌هـای کارخانـه؛ پاکسازی سولفور از حمام ریسیدن ریون، بازیابی سلولوز از باطله کارخانه خمیر کاغذ؛ پاکسازی جوهر از کاغذ باطله؛ جدایش پوست گندم از دانه و بازیابی بیتومین از ماسه های قیری نام برد.

تاثیر فلوتاسیون بر صنعت توسط تاثیر آن بر استخراج مـس بخـوبی قابـل توضـیح اسـت. در شـرایط افزایش سریع هزینه‌ها از ۱۹۳۵ تا ۱۹۶۰، تولیـد سـالیانه مـس در کـشور آمریکـا از ۳۱۳ بـه ۱۱۱۶ کیلوتن (۳۴۵،۰۰۰ تا ۱،۲۳۰،۰۰۰ تن) افزایش یافت. در همان زمان، عیار متوسط کانسنگ از ٪۱/۵۷ به ٪۰/۷۲ کاهش یافت.

برای فهم تئوری فلوتاسیون، شناخت عمیق ویژگی های فیزیکی و شیمیایی سطح به همـراه تغییـرات موثر بر فازهای حجمی سطوح تماس جامد گاز، جامد مایع و مایع گاز لازم است. با استثنائات کمـی، جامدات غیر آلی تقریباً بطور کامل توسط فاز آبی تر می‌شوند. در نتیجه، برای انجام عمل فلوتاسـیون لازم است سطح تماس جامد مایع بصورت جزئی (حتی المقدور کامل) با یک سطح تماس جامـد گـاز تعویض شود. جایگزینی مایع با گاز توسط افزودن عامل‌های مناسب به فاز آبی انجام شده و در نتیجه آن سطح جامد با یک فیلم آبران پوشیده می‌شود. بطور اساسی، شیمی فلوتاسیون بر اساس واکنـشها در سطوح مشترکی است که باعث جانشینی آب به جای هوا شده و بر اثر آن ذره اگر بـه حبـاب‌هـای متحرک متصل شده باشد میتواند چسبیده باقی بماند.

به منظور کسب موفقیت آمیز تغییرات در ویژگی‌های سطح مواد معـدنی، بایـد تقریبـاً تـا ابعـاد ۲۰۵ میکرون (۶۵ مش) خرد شود. کانی‌های سبک مانند ذغال گـاهی در ابعـاد درشـت‌تـری ماننـد ۱۶۵۰ میکرون (۱۰ مش) تحت شرایط ساکن فلوتاسیون جدا می‌شوند. با این وجود، توجه شده کـه تـصادم، شتاب و حرکت نامنظم باعث می‌شود که ذرات درشت از محلشان روی دیـواره حبـاب جـدا شـود. در مقابل مقیاس دانه‌بندی، ویژگی‌های سطحی تمام ذرات در پالپ تمایل به مشابه شدن دارند. در ذرات ۵-۳ میکرون، ابتدا کنترل و سپس استخراج ویژگی‌های سطحی تا اندازه‌ای که بتوان بین گانگ و ماده با ارزش تفاوت قائل شد، تقریباً غیر ممکن است. برای تمام مقاصد کاربردی، ابعاد دانه بندی بین ۲۰۵ میکرون (۶۵ مش) و ۳۷ میکرون (۴۰۰ مش) محدود گردیده است. (کوری، ۱۹۷۳) [۹]

۴-۵- خلاصه ای از فرآیند فلوتاسیون

در فرآیند فلوتاسیون، اتصال بین سطح ذرات کانی و حباب هوا که در محیط پالپ صعود میکنند اتفاق می افتد. حباب از طرفی شناوری کافی برای صعود ذره به همراه حباب ایجاد میکند و از سوی دیگر باعث تشکیل کف پایداری میشود که در مرحله کف گیری قابل جداسازی است. مراحل عملیات فلوتاسیون به این شرح میباشند:

۱. کانسنگ در آب تا حداقل ۲۹۷ µm (۴۸ مش) آسیا میشود.

۲. پالپ حاصل، برای به دست آمدن درصد وزنی جامد بین ۲۵ تا ۴۵٪ با آب رقیق میشود.

۳. برای اصلاح سطح کانی های خاص، مقادیر کمی از مواد شیمیایی اصلاح کننده سطح به پالپ اضافه میگردد.

۴. عوامل دیگری برای تاثیر گذاشتن بر بازیابی توسط فلوتاسیون افزوده میگردد. که سطح ذرات کانی را هوا دوست (آب گریز) میکند.

۵. عامل بعدی برای کمک به ایجاد یک کف پایدار در سطح اضافه میشود.

۶. به پالپ عمل آوری شده با مواد شیمیایی، در یک ظرف مناسب، هوا اضافه میشود؛ که میتواند توسط هم زدن یا افزودن مستقیم هوای کم فشار انجام شود.

۷. کف باردار که به سطح صعود کرده است، کف گیری میشود. پالپ بی بار، به یک سری ظرف یا سلول دیگر منتقل میشود تا زمان و شانس برای اتصال ذرات کانی به حباب های هوا و در نتیجه بازیابی آنها ایجاد شود.

در کل در هر ارائه ای از تئوری فلوتاسیون، بر اینکه فلوتاسیون یک پدیده سطحی است تاکید میشود. یک ذره هوا دوست (یا آب گریز) در یک سیستم فلوتاسیون، ذره ای است که به شدت به یک سطح تماس هوا جذب شده است. از سوی دیگر، یک ذره هوا گریز در محیط مشابه تمایل دارد تا با آب پوشیده شود. شرایط مختلفی که باعث جدا شدن ذرات هوا دوست از آب دوست میشود، پدیده های سطحی هستند.

هر ذره دارای سطح و جرم است. پوشش شیمیایی اعمال شده بر ذره، خاصیت هوا دوستی یا آب دوستی ذره را بهبود میبخشد. در نتیجه طبیعت واقعی ماده، در آنالیز نهایی دارای تاثیر کمی خواهد بود. در حقیقت ما سطوح را شناور میکنیم، در حالیکه چیزی که زیر سطح قرار دارد بازیابی میشود (کوری، ۱۹۷۳). [۹]

۴-۶- عوامل فلوتاسیون

۴-۶-۱- کلکتور:

کلکتورها ترکیباتی هستند که در فلوتاسیون به منظور تبدیل انتخابی سطح کانیهای بخصوص به آب گریز بکار می‌روند. در عمل، کلکتورها ترکیبات آلی[1] هستند. کانی‌ها با جذب یونها یا مولکولهای کلکتور بر سطح خود آب گریز می‌شوند. تحت چنین شرایطی، سطح انرژی سطح کانی هیدراته، تا نقطه ای کاهش می‌یابد که ایجاد یک سطح تماس سه فازی ممکن می‌شود و ذره کانی به یک حباب متصل می‌گردد.

[1] Organic

بیشتر کلکتورها یک مولکول پیچیده نامتقارن هستند و از دو بخش با ویژگی‌های مختلف تشکیل شده اند: یک بخش قطبی و یک بخش غیر قطبی.

بخش غیر قطبی مولکول یک رادیکال هیدروکربن است که با دی پول های آب واکنش نمی‌دهد و بنابراین باعث خاصیت آب گریزی می‌شود. این خاصیت آب گریزی بنا به حضور نیروهای ضعیف واندروالس در رادیکال هیدروکربن است در حالیکه پیوند زنجیر هیدروکربنی قوی است.

بر خلاف بخش غیر قطبی، بخش قطبی با آب واکنش می‌دهد. در جذب این کلکتورها بر سطح کانی، بخش غیر قطبی متمایل به فاز آب می‌شود و بخش قطبی به فاز جامد تمایل پیدا می‌کند. این جهت گیری در واقع باعث آب گریز شدن سطح کانی می‌شود. [۹]

۴-۶-۲- کف ساز[1]:

کف سازها موادی با سطح فعال[2] هستند، که با تجمع در سطح تماس هوا- آب به پراکندگی حباب-های هوا کمک و از بهم آمیختگی[3] آنها جلوگیری می‌کند. عوامل کف ساز با کاهش انرژی سطح آزاد حباب، پایداری کف فلوتاسیون را افزایش می‌دهد[۹].

۴-۶-۳- اصلاح کننده های فلوتاسیون[4]:

علاوه بر جذب کلکتور برای ایجاد شناوری، یک سری فرایند بهبود بخشی، باید برای کنترل انتخاب پذیری از طریق جذب کلکتور بر کانی که باید شناور شود و جلوگیری از جذب آن توسط سایر کانی‌ها انجام پذیرد. این امر ندرتاً توسط استفاده کلکتور به تنهایی انجام پذیر است. برای مثال کلکتورهای

[1] Frother
[2] Surface active
[3] Coalescence
[4] Floatation modifiers

تیول برای کانی‌های سولفیدی، تمام سولفیدها را شناور می‌سازد. در نتیجه، بیشتر سیستم‌های فلوتاسیون نیازمند عوامل اضافی دیگری برای کنترل انتخاب پذیری هستند[۹].

۴-۶-۳-۱- بازداشت کننده ها: یک بازداشت کننده عاملی است که از جذب کلکتور بر سطح کانی جلوگیری کرده و در نتیجه باعث بازداشت فلوتاسیون آن کانی خاص می‌شود.

۴-۶-۳-۲- فعال کننده: فعال کننده عاملی است که جذب کلکتور بر سطح کانی را تسهیل می‌کند.

۴-۶-۳-۳- اصلاح کننده pH: اصلاح کننده pH عاملی است که با هدف افزایش یا کاهش جذب کلکتور، غلظت یون هیدروژن پالپ را تغییر می‌دهد[۹].

۴-۷- فرآوری سرب:

کانی اصلی سرب، گالن [PbS] با وزن مخصوص ۷،۵ است. کانسنگ‌های دانه درشت گاهی اوقات توسط فرآیند تغلیظ ثقلی فرآوری می‌شود. اما یک بخش فلوتاسیون معمولاً برای فرآوری نرمه و محصول میانی دوباره خرد شده تنظیم می‌شود. فلوتاسیون مستقیم معمول‌ترین فرآیند است[۱۱].

گالن معمولاً به آسانی شناور شده و توسط کلکتور[1] آئروفلوت[2] ۲۵، ۳۱، ۲۴۱ یا ۲۴۲ و اتیل گزنتات یا ایزوپروپیل گزنتات بازیابی می‌شود. آئروفلوت ۲۵ و ۳۱ زمانی استفاده می‌شوند که خاصیت کف سازی قوی آنها زیان آور نباشد. برای پراکندگی بهتر، این مواد معمولاً به آسیا افزوده می‌شود. آئروفلوت ۲۴۱ و ۲۴۲ با خاصیت کف سازی ضعیف معمولاً کلکتورهای قابل ترجیح به شمار می‌رود. در حضور سولفیدهای آهن و روی این کمک کلکتورها قابل انتخاب تر از گزنتات‌ها هستند. با توجه به حلالیت در آب، برای افزایش قدرت انتخاب پذیری آئروفلوت ۲۴۱ و ۲۴۲ می‌تواند مرحله به مرحله افزوده شود. آئروفلوت ۳۱ و ۲۴۲ کلکتورهای ترجیحی برای گالن نقره دار هستند.

عامل آئرو ۴۰۴، که در مقادیر کم و به عنوان کلکتور کمکی می‌تواند به بازیابی کانی گالن که بصورت جزیی هوازده شده کمک کند، ممکن است سولفیدهای روی را فعال کند از اینرو باید با احتیاط مصرف شود. معمولاً میزان مصرف از ۲ تا ۱۰ گرم بر تن است.

[1] promoter
[2] Aerofloat

آئروفین آ[1]۳۴۱۸ نتایج آزمایشگاهی بسیار خوبی برای تعدادی کانسنگ سرب ارائه کرده و بـه عنـوان کلکتور اصلی برای گالن استفاده می‌شود. این عامل باید برای فراوری کانسنگ‌های سرب یا سرب نقره دار خصوصاً زمانیکه انتخاب پذیری در برابر سولفیدهای روی و آهن مطلوب است، در نظر گرفته شود. آئرو ۱۳۰ عموماً به عنوان کلکتور ثانویـه بـرای حـداکثر کـردن بازیـابی نقـره در واحـدهای فـرآوری کانسنگ‌های گالن نقره دار استفاده می‌شود.

گالن به راحتی در حضور سیانید شناور می‌شود. در حقیقت در بعضی موارد برای فعـال کـردن گـالن احتمالا به دلیل عمل پاک کنندگی سطح دانه های گالن لازم است. سـیانید بـرای انجـام فلوتاسـیون انتخابی تر گالن در حضور کانیهای سولفیدی روی و آهن بکار می‌رود.

بهترین شرایط فلوتاسیون در مدارهای خنثی یا تا حدی قلیایی تا pH ۸،۵ انجام می‌شود. کنتـرل pH با کربنات سدیم و به ندرت توسط سود سوزآور انجام میشود. با این وجود در بسیاری از عملیات‌هـا از آهک بدون صدمه زدن به بازیابی گالن استفاده می‌شود[۱۲].

به علاوه ممکن است عوامل شیمیایی متعدد دیگری با توجه بـه مـوارد محلـی یـا ترکیـب نامتعـارف کانسنگ، مورد استفاده قرار بگیرد. مقدار مصرف بهینه عوامل شیمیایی باید توسط انجام آزمـایش در مورد هر کانسار بررسی و تعیین شود.

حضور پیریت، مارکاسیت و پیروتیت تاثیر زیادی بر فلوتاسیون دارد و جـدایش تفریقـی بـین سـرب و روی را مشکل‌تر میکند. زمانیکه گالن و اسفالریت- مارماتیت [(Zn,Fe)S]، سولفیدهای اصلی هستند، کانی‌های روی اساساً غیر فعال بوده و سرب می‌تواند بدون بازداشت کننده روی یا تنها بـا اسـتفاده از

[1] Aerophine 3418A

مقدار کمی سیانید برای بازداشت آن و بـه همـراه مقـدار کـم یـا بـدون قلیـا[1] شـناور شـود. زمانیکـه سولفیدهای آهن موجود هستند، آهک[2] باید استفاده شود و سیانید، اغلب به همراه سولفات روی برای بازداشت روی و سولفیت‌ها اغلب برای بازداشت آهن بکار می‌رود[۱۱].

بازداشت کننده یک عامل شیمیایی است که از جذب کلکتور بـر سـطح کـانی جلـوگیری کـرده و در نتیجه مانع شناور شدن آن کانی می‌گردد. به عکس فعال کننده عاملی است که به جذب کلکتـور بـر کانی کمک می‌کند[۹].

فلوتاسیون سرب عموماً در pH بین ۷،۵ تـا ۱۰ انجـام مـی‌گیـرد بـا ایـن توضـیح کـه pH در مرحلـه شستشو[3] گاهی اوقات بالاتر از رافر است. اضافه کردن آهک در مرحله شستشو بـدون افـزودن مجـدد اگزنتات، غلظت اگزنتات را در محلول بالا می‌برد. دفع سطحی حاصل از کلکتور، باعـث بازداشـت کـم ذرات قابل فلوته شدن به باطله می‌شود. اگر کانسنگ دارای پیروتیت فعـال باشـد، pH نبایـد از ۱۱،۲ تجاوز کند زیرا محلول با خاصیت قلیایی بیشتر، یونهای سولفید را به محلول آزاد مـی‌کنـد و بـصورت معکوس بر فلوتاسیون تاثیر می‌گذارد.

تعداد مراحل شستشوی مورد نیاز متفاوت است. اغلب یک یا دو مرحله کافی است امـا کانـسنگ‌هـای پیچیده مانند برانسویک[4] و سولیوان[5] و مانند آنها به مراحل بیشتر شستشو نیاز دارد. گاهی باطله باطله گیر سرب به منظور تولید کنسانتره رمق گیر[6] (که عموماً بعد از خردایش مجـدد بـه رافـر بازگردانـده

[1] alkali
[2] Lime(CaO)
[3] cleaner
[4] Brunswick
[5] Sullivan
[6] scavenger

می‌شود)، دوباره فلوته می‌گردد. باطله کلینر سرب ممکن است قبل از بازگرداندن به رافر دوباره آسیا شوند.

زمان فلوتاسیون سرب در بعضی تغلیظ کننده‌های خاص، ۱۰ تا ۲۰ دقیقه برای رافر است[۱۱].

۴-۷-۱-فرآوری کانه‌های اکسیده سرب

درجه اکسیداسیون کانسنگ‌های سرب ممکن است از تیره شدن جزئی گالن تا اکسیداسیون کامل تغییر کند[۱۱]. کانی‌های اکسیده سرب که در ابتدا به ذهن متبادر می‌شوند شامل سروزیت $PbCO_3$ با وزن مخصوص ۶،۴ و آنگلیزیت $PbSO_4$ با وزن مخصوص ۶،۲ است. هر دو از کانی‌های نرم هستند که معمولاً در حین عملیات خردایش و آسیا تولید نرمه می‌کنند[۱۱].

کانسنگ‌های اکسیده سرب به دو نوع تقسیم می‌شود: آنهایی که حاوی کانی‌های مس هستند و آنهاییکه کانی مس ندارند. هر دو نوع حاوی ۳۰٪-۲۰٪ سرب به صورت گالن است و بقیه آن را سروزیت و مقدار ناچیزی آنگلیزیت و میمتیت تشکیل می‌دهد. کانی‌های مس، اگر حاضر باشند بصورت اعضای سری تنانتیت- تتراهدریت و همچنین مالاکیت- آزوریت (در صورت وجود) است.

دلیل برای تقسیم بندی کانی‌های سرب به دو بخش این است که از یک طرف کنسانتره ای حاصل شود که بیشترین مقدار مس ممکن را دارا باشد و از طرف دیگر کنسانتره ای حاوی کمترین مقدار مس محتوی باشد. این تناقض به این دلیل است که روش پرداخت برای محتوای مس در کنسانتره سرب شامل کاهش ۱،۳ درصدی از عیار مس در این نوع کنسانتره است. در نتیجه هر چقدر عیار مس بالاتر از ۱،۳٪ باشد، میزان پرداختی به ازای این فلز نیز بیشتر می‌شود. دلیل دیگر این است که در

کوره‌های ذوب "آی اس پی"[1] کنسانتره‌های سربی که حداقل میزان مس را دارا باشد ترجیح داده می-شود. در نتیجه استخراج و فرآوری کانسنگ های اکسیده سرب باید به صورت مجزا صورت بگیرد. فرآوری این دو نوع کانسنگ تقریباً مشابه است به این صورت که ابتدا فلوتاسیون کانی‌های سولفیدی انجام می‌گیرد، سپس عملیات سولفیداسیون و بعد از آن فلوتاسیون کانی‌های اکسیدی انجام می‌گیرد. بطور کلی، دو نوع کنسانتره از کانسنگ اکسیدی سرب حاصل می‌شود: یک کنسانتره سرب سولفیدی حاوی گالن و تنانتیت- تتراهدریت (در صورت وجود) و یک کنسانتره سرب اکسیده حاوی سروزیت و هرگونه مالاکیت، آزوریت (در صورت وجود) بدست می‌آید. در عمل، برای کاربرد ذوب کننده، سه گروه کنسانتره اکسیدی تولید می‌گردد: ۰٪ تا ۱،۳٪ مس، ۱،۳٪ تا ۳٪ مس و بیشتر از ۳٪ مس[۱۳]. در مقایسه با نوع سولفیده تغلیظ کانیهای نوع اکسیده سرب توسط فلوتاسیون کاری مشکل است زیرا آنها حلالیت بیشتری دارند و سطحشان به شدت آب پوشیده است. (فوراستینو و دیگران، ۱۹۸۵) [۱۴] حلالیت و سطح مخصوص نسبتاً زیاد کانی‌های سرب نوع اکسیده و گالن اکسیده- کربناته باعث فلوتاسیون ضعیف این گونه کانی‌ها حتی در حضور مقادیر زیاد کلکتور می‌شود[۱۵].

سروزیت بعد از سولفیداسیون توسط یک کلکتور قدرتمند سولفید شناور می‌شود[۱۱]. در شرایطی که سولفید به اندازه افزوده شود، سطح سروزیت سولفیده شده و به سولفید سرب تبدیل می‌شود، در نتیجه باعث جذب کلکتور شده و فلوتاسیون میسر می‌گردد[۱۵]. بدین منظور اغلب از سولفید سدیم استفاده می‌شود. با این وجود، اگر مقدار زیادی عامل سولفید کننده مورد نیاز باشد، به منظور جلوگیری از افزایش بیش از حد pH مخلوطی از سولفید سدیم و هیدروسولفید سدیم ترجیح داده

[1] Imperial Smelting Process

می‌شود[۱۱]. مطالعات آزمایشگاهی و نیمه صنعتی نشان داده‌اند کـه در صـورت اسـتفاده از سـولفید سدیم هیچ تفاوتی در بازیابی مشاهده نشده است. با نادیده گرفتن افزایش زیاد pH استفاده از سولفید سدیم به مراتب ارزان‌تر است[۱۳]. گاهی یک توالی از مراحل فلوتاسیون استفاده می‌شود، هـر مرحلـه دارای یک واکنش سریع سولفیداسیون است که بعد از آن فلوتاسیون انجام می‌شود. در صورت آمـاده سازی ناکارآمد، مصرف سولفید سدیم گاهی بسیار بالا گزارش داده شده است[۱۱] .

$$Na_2S + PbCO_3 = Na_2CO_3 + PbS \quad (۳-۴)$$

برای جلوگیری از افزایش بیش از اندازه pH، افزودن مرحله به مرحله عامل سـولفید کننـده ضـروری نشان داده است و معمولاً پنج مرحله افزودن در مدار رافر در نظر گرفته می‌شود[۱۳]. میزان اسـتفاده از عامل سولفید کننده به میزان زیادی متغیر است اما معمولاً بین ۵۰۰ تا ۲۵۰۰ گرم بر تن ذکر می-شود[۱۲]. مکان اضافه کردن‌ها مهـم اسـت و بـسته بـه نـوع کانـسنگ متفـاوت مـی‌باشـد. بعـضی از کانسنگ‌ها نیازمند زمان آماده سازی طولانی هستند و برخی دیگر به زمان آماده سازی کوتاهی نیـاز دارند. با این حال بعضی نشانه‌های قابل مشاهده به نگهداری مقدار درست کمک می‌کنند. مقدار بیش از اندازه عامل سولفید کننده یک کف فرفری[1]، با عمر کوتاه و بـدون بـار تولیـد مـی‌کنـد. در حالیکـه کمبود عامل سولفید کننده معمولاً با کف مایل به قهوه ای توصیف می‌شـود. در صـورت بکـار گیـری میزان درست عامل سولفید کننده، یک کنسانتره با جلای فلزی تیره حاصل می‌شود. البته برای بهینه سازی نتیجه، نمونه گیری و آنالیز عیار از کنسانتره و باطله بطور منظم ضروری است[۱۳].

[1] Frizzy

مارابینی و دیگران ۱۹۸۵، گزارش کردند که سولفیداسیون سروزیت در ظرف ۳۰ ثانیه تکمیل می‌شود و یک پوشش از سولفید سرب با ضخامت چندین لایه تکی ایجاد می‌کند.

میزان کم سولفید توسط سرب محلول حاصل از حل شدن کانی مصرف شده و بصورت سولفید سرب رسوب می‌کند. این ذرات کلوئیدی بر سطح سروزیت می‌نشیند و با کلکتور واکنش می‌دهد. میزان بیش از حد سولفید سطح کانی را بیش از حد سولفیدی می‌کند و پتانسیل را به سمت شرایط احیا می‌برد در نتیجه کانی بازداشت می‌شود[۱۵]. علاوه بر پایین آوردن پتانسیل به شرایط احیا، یون سولفید باعث افزایش تشکیل سولفید سرب که نامحلول‌تر از گزنتات سرب است می‌شود[۱۴].

تحت شرایط اکسیدی، که در مصرف کم سولفید اتفاق می‌افتد، بدلیل سولفیدی نشدن، سطح کانی سروزیت به فلوتاسیون پاسخ مطلوبی نمی‌دهد و کلکتور توسط گونه‌های سرب در محلول مصرف می‌شود. شرایط احیا نیز از جذب اگزنتات بر سطح سروزیت بیش از حد سولفیده شده جلوگیری می‌کند و فلوتاسیون متوقف می‌گردد.

فلوتاسیون گالن هم در بالاتر از مقدار معینی سولفید متوقف می‌شود چون پتانسیل به مقدار احیا می‌رسد و باعث جلوگیری از جذب شیمیایی اگزنتات به سطح ماده معدنی می‌شود.

فلوتاسیون در حضور اگزنتات سروزیت در زمان آماده سازی نسبتاً کوتاه (تا ۳۰ دقیقه) افزایش می‌یابد (پوپوف و ووسینیک، ۱۹۹۲).

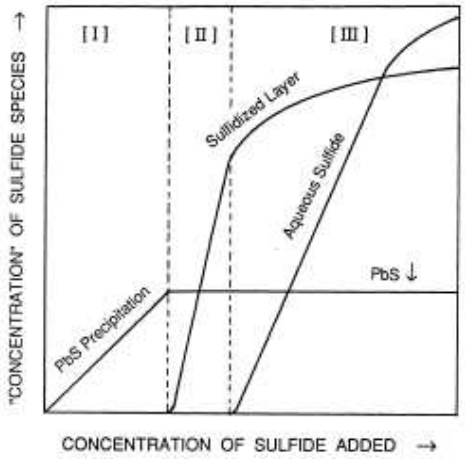
امکان تشخیص سه مرحله مشخص که در حین فرآیند سولفیداسیون اتفاق می‌افتد وجود دارد. در ابتدا، تمام سولفید اضافه شده توسط کاتیون های آبی حل شده از کانی مصرف می‌شود و به صورت

سولفید فلز رسوب می‌کند (مرحله اول). به محض افزودن سولفید بیشتر، سطح کانی به سولفید فلز تبدیل می‌گردد و فرآیند سولفیداسیون شروع می‌شود (مرحله دوم). در ابتدای این انتقال سطحی، یک سولفید فلز متخلخل، که مقاومت خیلی زیادی به انتقال هیدروسولفید و آنیون کانی نشان نمی‌دهد، باید در سطح تشکیل شود. این ساختار متخلخل ممکن است باعث تسریع یک واکنش اولیه گردد که موجب رشد ایجاد لایه سولفیده می‌گردد. با پیشرفت سولفیداسیون، لایه‌های خارجی سولفیده تشکیل یک پوشش یکسان شده، مصرف سولفید توسط کانی کاهش می‌یابد و در انتهای مرحله آماده سازی انتقال سولفید به محلول آغاز می‌شود (مرحله ۳). توزیع گونه های سولفید بصورت تابعی از سولفید افزوده شده در یک سیستم سولفیداسیون بصورت شماتیک در شکل۴-۱ نشان داده شده است. یک همبستگی مستقیم بین این مراحل در سولفیداسیون و فلوتاسیون سروزیت وجود دارد. با وجود اینکه ترسیب PbS (مرحله اول) به نظر می‌رسد باعث القای خاصیت شناوری به کانی می‌گردد، تا زمانیکه خود کانی سولفیده نشده باشد (مرحله دوم) فلوتاسیون کامل حاصل نمی‌گردد. زمانیکه غلظت سولفید آبی به مقادیر قابل توجه برسد (مرحله سوم)، فلوتاسیون متوقف می‌شود[۱۵].

تفرق نرمه گانگ معمولاً با سیلیکات سدیم انجام می‌شود. سیلیکات سدیم اغلب به همراه سولفید سدیم یا مخلوطی از سولفید سدیم و سولفوهیدرات سدیم اضافه می‌گردد.

بعد از آماده سازی، برای فلوتاسیون خوب pH باید عموماً نزدیک به ۸،۵ انتخاب شود.

زمان آماده سازی یک پارامتر بحرانی است. زمانیکه دما بالا می‌رود، زمان آماده سازی باید کاهش داده شود. کربنات سدیم ممکن است متناوباً برای کند کردن و کنترل واکنش سولفیداسیون در آماده ساز اضافه شود[۱۱].



شکل ۴-۴-توزیع گونه های سولفید در یک سیستم سولفیداسیون و ارتباط آن با فلوتاسیون کانی [۱۵]

هوا دهی در آماده ساز نیز مفید نشان داده است، در این حالت زمان آماده سازی دیگر بحرانی نشان نمی‌دهد و قابلیت شناوری سروزیت سولفیده شده بعد از آماده سازی بیشتر دوام خواهد آورد [۱۱].

عوامل شیمیایی مورد استفاده در جدول ۴-۳ لیست شده است.

آئرو ۴۰۴، ۴۰۷ یا ۴۱۲ به عنوان کمک کلکتور به همراه ایزوپروپیل یا آمیل گزنتات کلکتورهای ارجح برای کانیهای اکسیده سرب هستند[۱۲]. در بعضی کانسارها، عامل ۴۰۴ (به تنهایی یا همراه با یک اگزنتات یا یک آئروفلوت) بهترین نتایج را بدون سولفیداسیون می‌دهد. یک روغن نامحلول (روغن قطران[1]، قطران ذغالسنگ[2] یا مخلوط روغن- زیلنول[3]) اغلب برای تقویت عملکرد کلکتور محلول استفاده می‌شود. و می‌تواند با مزیت یک امولسیون با کف ساز اضافه شود. ترکیب باعث تسریع فلوتاسیون در هر دو مرحله رافر و شستشو شده و مصرف کلکتور محلول کاهش می‌یابد. دو یا سه

[1] creasote
[2] Coal tar
[3] Oil-xylenol

مرحله شستشو معمول است. زمان آماده سازی بین ۲ تا ۳ دقیقه و زمان فلوتاسیون ۴۵-۱۵ دقیقه در رافر پرعیار سازی اولیه است.

شناور کردن آنگلیزیت توسط سولفیداسیون نسبت به سروزیت مشکل‌تر و محدوده مجاز برای pH کوچکتر است. تمایل به نرمه شدن در کانه‌های اکسیده سرب یک منبع برای ایجاد مشکل با کلکتورهای دارای زنجیر طولانی است. با این وجود وقتیکه باطله اسیدی است، گاهی اسیدهای چرب به عنوان عامل جمع آوری[1] استفاده می‌شود. فلوتاسیون با اسیدهای چرب در حضور سنگ آهک یا دولومیت، انتخاب پذیری را از دست می‌دهد.

پیرومورفیت $[Pb_5(PO_4)_3Cl]$ و میمتیت $[Pb_5(AsO_4)_3Cl]$ دو حد نهایی یک سری ایزومورف هستند. میمتیت فراوانی کمتری نسبت به پیرومورفیت دارد. آنها به صورت دانه ریز پراکنده هستند و همراه با سروزیت و آنگلیزیت می‌باشند. آنها می‌توانند توسط نرمه زدایی فلوتاسیون قبل از اینکه خردایش ریز به منظور دور کردن نرمه های اولیه لازم باشد، تغلیظ شود.

دو روش فلوتاسیون قابل انجام است: (۱) سروزیت و آنگلیزیت ابتدا و بعد از سولفیده شدن شناور می-شوند و سپس پیرومورفیت و میمتیت با اسیدهای چرب فلوته می‌گردند. (۲) تمام کانی‌ها همراه هم توسط اسید چرب شناور می‌شوند.

اسید اولئیک و روغن تال تصفیه شدن حاوی ۱۰-۲ درصد اسید رزین، کلکتورهای ارجح هستند. آنها یا به صورت صابون یا امولسیون با عوامل غیر یونی امولسیون ساز استفاده می‌شود.

[1] Collecting reagent

کنترل نرمه و pH توسط سیلیکات سدیم و کربنات سدیم حاصل می‌شود. سولفیداسیون قبل از فلوتاسیون اسید چرب ممکن است سودمند باشد.

استفاده از کربنات سدیم به عنوان تنظیم کننده خاصیت قلیایی و زداینده املاح آب باید در نظر گرفته شود. فسفات آمونیوم یا سدیم با میزان مصرف ۵۰۰ تا ۲۵۰۰ گرم بر تن در بهبود فلوتاسیون کانی‌های اکسیده سرب میتواند مفید باشد[۱۱].

گاهی مقدار محسوسی روی در آخرین مرحله شستشو به کنسانتره سرب راه می‌یابد. این روی به صورت آشکاری به همراه سرب و به دلیل فعال شدن اسفالریت توسط فلزات سنگینی مثل مس و سرب که از اکسیداسیون یک کانسنگ سولفیدی مرکب و از انحلال گونه‌های محلول موجود در آب فرآیند تولید می‌شود، شناور می‌گردد. اتفاق نظر وجود دارد که فعالسازی اسفالریت در pH قلیایی از طریق ترسیب هیدروکسید مس یا سرب بر روی سطح اسفالریت بوجود می‌آید. اسفالریت فعال شده توسط مس یا سرب دارای میل ترکیبی بهتری با اگزنتات نسبت به اسفالریت فعال نشده می‌باشد. اسفالریت فعال شده همراه با گالن شناور شده و انتخاب پذیری در برابر اسفالریت کاهش می‌یابد. کنترل کامل فعالسازی اسفالریت لازم است تا از راه یافتن مقادیر ناخواسته و قابل توجه روی به کنسانتره سرب در حین فلوتاسیون انتخابی گالن از یک کانسنگ سولفیدی مرکب اجتناب شود[۱۶].

جدول ۴-۳- عوامل معمول مورد استفاده در فلوتاسیون سرب اکسیده[۱۱]

کلکتور	تنظیم pH	بازداشت روی	عامل سولفید کننده	کف ساز	سایر
اگزنتات ها آمیل اگزنتات ها تیوکربامات مرکاپتوبنزوتیازول عامل ۴۰۴ آئروفلوت اسید اولئیک روغن تال تصفیه شده اسیدهای تیوآلکیل زنجیر بلند	کربنات سدیم هیدروکسید سدیم	سیانید سدیم سولفات روی سولفید سدیم	سولفید سدیم سولفهیدرات سدیم	روغن کاج اسید کریزیلیک و زیلنیک Dowfroth Speld 1333 آئروفلوت ۶۵	سیلیکات سدیم روغن کرئوزوت قطران ذغال کروزین کربوکسی متیل سلولوز لیگنوسولفونات

۴-۷-۲-کانسنگ‌های سرب- روی سولفیده و اکسیده

کانه‌های اکسیده با مقدار ناکافی کانی‌های اکسیده برای تعدیل بازیابی جداگانه به هر حال باعث ایجاد مشکلات خاصی در فلوتاسیون می‌شود. بیشتر این مشکلات ناشی از فعالسازی سولفید روی و احتمالاً سولفید آهن توسط یونهای سرب حاصل از کانی‌های اکسیده سرب می‌باشد. شستن کانسنگ قبل ازخردایش می‌تواند مفید باشد. سیانید برای غلبه بر فعالسازی سرب بی تاثیر است اما افزودن کربنات سدیم یا آهک به مدار خردایش می‌تواند مفید باشد.

کانسنگ‌های سولفیدی- اکسیده به همراه گانگ پایه گاهی برای بازیابی کانی‌های اکسیده همانند سولفیدها عمل آوری شود.

بازداشت موثر اسفالریت، که با یونهای سرب فعال شده اند، ضروری است. سولفیت سدیم و بی سولفیت، سولفات روی به همراه سولفات آمونیوم، سولفات روی و سیلیکات سدیم، یا عامل‌هایی که

یون‌های سرب را ترسیب می‌کنند مانند سولفید سدیم و پودر روی استفاده می‌شود. با این وجود، گاهی سولفید سدیم اسفالریت را بطور دائمی بازداشت می‌کند.

فلوتاسیون کانسنگ‌ها بدون سولفید روی ممکن است به دو صورت انجام شود: گالن- اسفالریت- سروزیت یا گالن- سروزیت- اسفالریت. اگر اسمیت زونیت موجود باشد، در آخر بعد از نرمه گیری شناور می‌شود.

در ترتیب گالن- اسفالریت- سروزیت، فلوتاسیون در یک مدار خنثی صورت می‌گیرد. برای بازداشت اسفالریت، سولفات روی باید به مقدار کم مصرف شود، در غیر اینصورت مصرف عامل سولفیدان در مدار سروزیت افزایش خواهد یافت.

اسفالریت با حداقل مقدار ممکن سولفات مس شناور می‌شود، چون مقدار بیشتر به فلوتاسیون سروزیت آسیب می‌رساند.

سروزیت بعد از سولفیده شدن توسط سولفید سدیم یا سولفید سدیم به همراه هیدروسولفید سدیم شناور می‌شود. سیلیکات سدیم تقریباً همواره مورد نیاز است.

در فلوتاسیون با ترتیب گالن- سروزیت- اسفالریت، یا اگر گالن و سروزیت با هم شناور شوند، مشکل پرهیز از بازداشت دائم توسط توسط سولفید سدیم است. یک تاثیر معکوس سولفید سدیم این است که گاهی توسط کانه‌های گانگ که بعداً پس از فعالسازی توسط سولفات مس شناور می‌شوند، جذب گردد. برای رفع این مشکل، سولفات آهن می‌تواند برای ترسیب سولفید محلول اضافه شود یا پالپ آبگیری شده و آب اضافه دفع شود. نرمه گیری پالپ دارای تاثیر بیشتری است اما موجب از دست رفتن اسفالریت دانه ریز می‌شود.

زمانیکه کانسنگ اکسیده- سولفیده حاوی سولفیدهای آهن باشد، فلوتاسیون پیچیده‌تر میشود. توالی کلاسیک فلوتاسیون شامل گالن- اسفالریت- پیریت- سروزیت- اسمیت زونیت است. اگر اسمیت زونیت بازیابی نشود و فلوتاسیون پیریت توجیه نگردد، یک طرح دو مداره ساده تر -گالن+ سروزیت- اسفالریت- اگر قابل اجرا باشد، ترجیح داده می‌شود. پیریت معمولاً با سیانید و آهک بازداشت می-شود[۱۱].

۴-۸- آزمایش های فلوتاسیون:

۴-۸-۱- مقدمه

در ابتدا آزمایش هایی برای ارزیابی کلی و یا به عبارتی شناخت رفتار کانسنگ انجام گرفت. در تست-های اولیه فلوتاسیون با فرض غالب بودن بخش سولفیدی کانی سرب، روش های معمول فلوتاسیون گالن به کار گرفته شد. بازیابی پایین سرب در کنسانتره فرضیه وجود کانی های اکسیدی سرب در کانسنگ را به وجود آورد. مطالعات کانی شناسی این فرضیه را تایید کرد و نشان داد که بخش زیادی از گالن در این کانسنگ اکسید شده و به سروزیت تبدیل شده است. از آن پس تست‌ها بر روش‌های فرآوری کانسنگ-های اکسیدی سرب متمرکز شد. در ابتدا تست‌ها با هدف بازیابی حداکثر در مرحله رافر طراحی شد. در این تست‌ها اثرات پارامترهای کیفی چون بازیابی همزمان یا جداگانه کانی‌های سولفوری و اکسیدی سرب، نوع کلکتور و نوع کف ساز بررسی شد و میزان بهینه پارامترهای کمی مانند زمان ماند ذرات در آسیا، میزان کلکتور، میزان سولفور سدیم و زمان آماده سازی آن، میزان سیلیکات سدیم، pH و درصد جامد، برای دستیابی به بازیابی حداکثر، تعیین شد. سپس تست‌های تکمیلی برای شستشوی محصول رافر و بالا بردن عیار آن انجام شد. نمودارهای مقایسه‌ای در این بخش، اثر تغییرات در هر یک از پارامترها را نشان داده و تاثیر آنها در روند انجام آزمایش‌ها را روشن می‌سازد. به دنبال هر نمودار تحلیلی از نتیجه به دست آمده ارائه می‌گردد. شرح تست‌های انجام شده در پیوست موجود است. شرایط عمومی تست‌ها به شرح زیر است:

در هر تست یک نمونه ۱ کیلوگرمی از کانسنگ سرب چنگرزه که در مرحله آماده سازی تهیه شده و تا ابعاد زیر ۸ مش (۲۳۶۰ میکرون) خرد شده است، توسط آسیای میله‌ای تحت خردایش مجدد به

مدت ۱۰ دقیقه قرار گرفت تا گالن به درجه آزادی مناسب برای انجام تست‌های فلوتاسیون برسد زیرا براساس مطالعات کانی شناسی در فراکسیون ۷۰ مش(۲۱۲ میکرون)، گالن به درجـه آزادی بـیش از ۸۰٪ می‌رسد. از طرف دیگر تست‌های انجام شده توسط آسیای میله‌ای نشان می‌دهد که با ۱۰ دقیقه خردایش، بیش از ۸۰٪ ذرات از این ابعاد کوچکتر هستند و در نتیجه به درجه آزادی مورد نظر رسیده اند.

سپس این نمونه در یک سلول فلوتاسیون ۲ لیتری توسط ماشین فلوتاسیون دنور با دور موتور ۱۴۰۰ دور در دقیقه و با درصد جامد ۳۷٪ تحت آزمایش قرار می‌گیرد. جدول پایه میزان مواد شیمیایی مورد استفاده در تست‌ها به صورت زیر است:

جدول ۴-۴- مواد شیمیایی مورد استفاده در فلوتاسیون

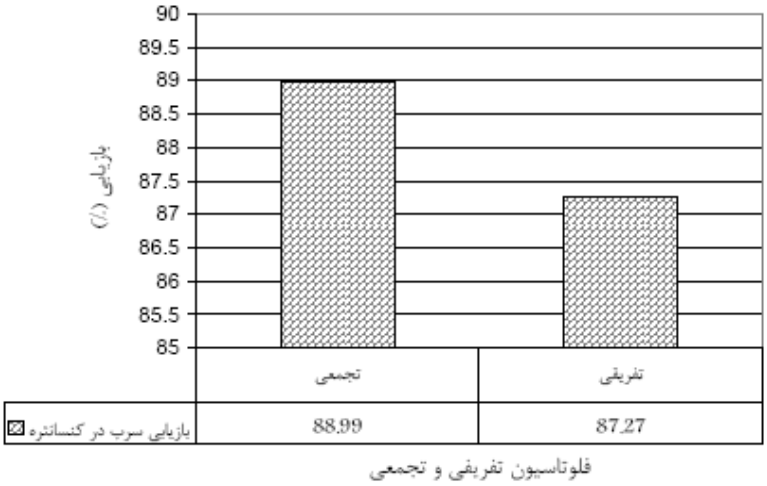
ماده شیمیایی	هدف از استفاده	میزان مصرف به گرم بر تن خوراک
هیدروکسید سدیم (NaOH)	کنترل pH	۳۶۰
آمیل گزنتات پتاسیم(KAX)	کلکتور	۲۰۰
سولفید سدیم(Na2S)	عامل سولفیدان	۲۰۰۰
MIBC	کف ساز	۳۰-۶۰
سیلیکات سدیم	متفرق ساز	۵۰۰
اسید سولفوریک	کنترل pH	۷۵۰

در این تست‌ها در ابتدا pH پالپ توسط NaOH در حدود ۱۰- ۹،۵ که pH بهینه بازیابی گالن اسـت، تنظیم می‌شود سپس کلکتور اضافه شده و بعد از سپری شدن زمان آماده سازی آن، به کمک کف‌ساز گـالن بازیـابی مـی‌شـود. در مرحلـه بعـد بـا اضـافه کـردن سـولفید سـدیم و سولفیداسـیون کانی‌های اکسیدی سرب، مجددا کلکتور اضافه شده و بار دیگر کانی‌های فلوتـه شـده بازیـابی شـدند.

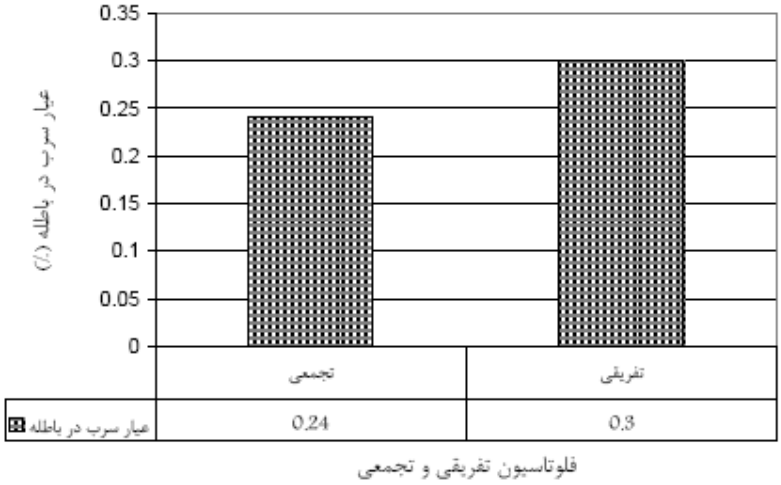
آزمایش ۵ تحت چنین شرایطی انجام شده است و سپس اثر تغییرات پارامترها برای بالا بردن بازیـابی در دیگر آزمایش‌ها به شرح ذیل بررسی شده است:

۴-۸-۲- تاثیر فلوتاسیون تفریقی و تجمعی گالن وسروزیت

فلوتاسیون تفریقی گالن و سروزیت به این ترتیب انجام شد که ابتدا پس از تنظیم pH توسط NaOH، گالن شناور گردید سپس عمل سولفیداسیون با کمک سولفید سدیم انجام و بعد از آن سروزیت شناور شد. در نهایت مشاهده گردید که مجمـوع بازیـابی سـرب در کنـسانتره تفریقـی کمتـر از فلوتاسـیون تجمعی و در عین حال عیار سرب در باطله بیشتر از حالت فلوتاسیون تجمعی می‌باشد. با اسـتناد بـه نتیجه بدست آمده در این آزمایش، در آزمایشات بعدی از روش کف گیری گالن بـه همـراه سـروزیت استفاده گردید.



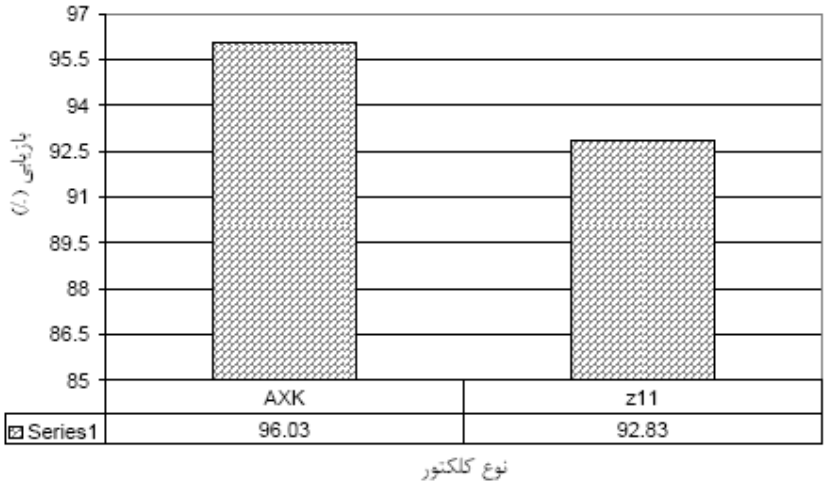
نمودار ۴-۱۶- تاثیر فلوتاسیون تفریقی سروزیت بر بازیابی سرب در کنسانتره



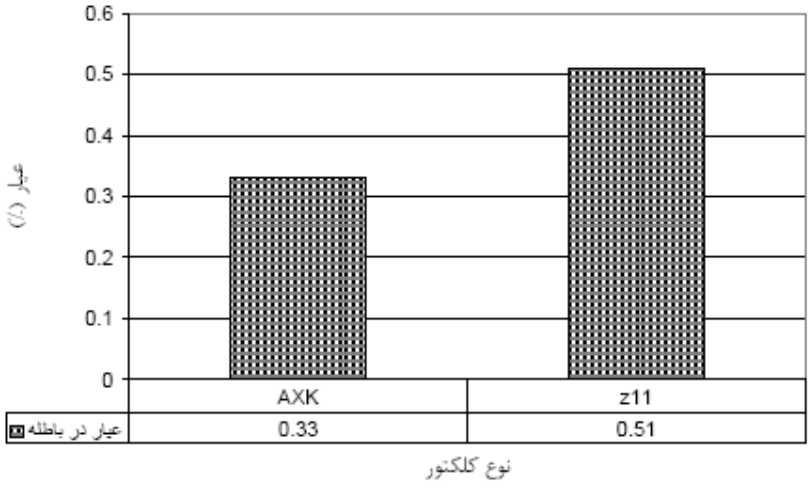
نمودار ۴-۱۷- تاثیر فلوتاسیون تفریقی سروزیت بر عیار سرب در باطله

۴-۸-۳- تاثیر نوع کلکتور:

به منظور سنجش کیفیت آمیل گزنتات پتاسیم به عنوان کلکتور مصرفی جهت فلوتاسیون کانسنگ سرب مورد آزمایش، از میزان مشابه ایزوپروپیل گزنتات سدیم با نام تجاری z11 در آزمایش ۱۳ استفاده گردید. همانطور که از نمودارها مشاهده می‌شود، استفاده از z11 بازیابی سرب در کنسانتره را کاهش و سرب باقیمانده در باطله را افزایش می‌دهد. در نتیجه استفاده از z11 با مقدار مشابه رد می-شود.



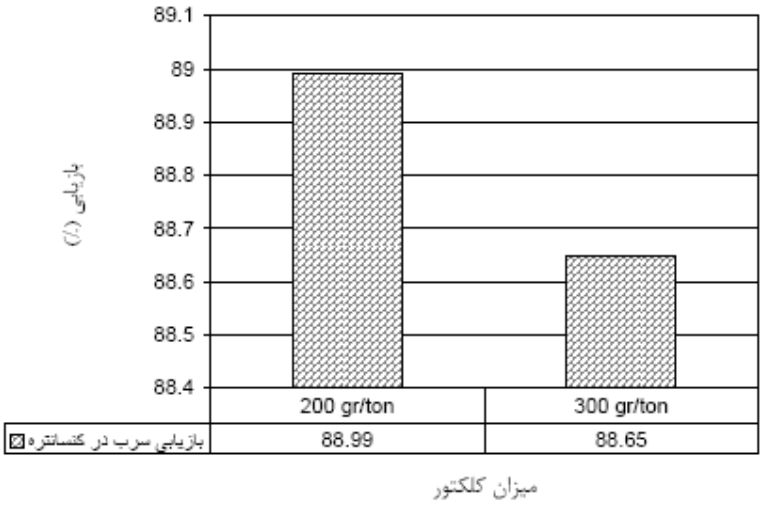
نمودار ۴-۱۸- تاثیر نوع کلکتور بر بازیابی سرب در کنسانتره



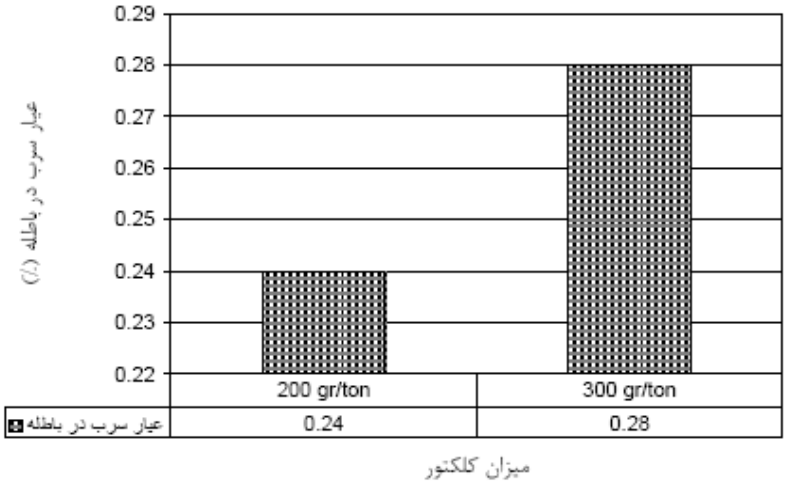
نمودار ۴-۱۹- تاثیر نوع کلکتور بر عیار سرب در باطله

۴-۸-۴- تاثیر افزایش مقدار کلکتور

در آزمایش ۲۷، میزان کلکتور آمیل گزنتات پتاسیم از gr/ton ۲۰۰ بکار رفته در آزمایش پایه (آزمایش ۲۶) به gr/ton ۳۰۰ افزایش یافت. اما بهبودی در افزایش بازیابی سرب کنسانتره و کاهش عیار سرب در باطله مشاهده نگردید. در نتیجه gr/ton ۲۰۰ کلکتور بکار رفته در آزمایش پایه بهینه در نظر گرفته شد.(لازم به ذکر است که gr/ton ۲۰۰ در دو مرحله به صورت gr/ton ۵۰ و۱۵۰ افزوده می‌گردد و پس از پایان کف گیری اول و افزودن gr/ton ۵۰ باز هم کف باردار بالا می‌آید. در نتیجه افزودن gr/ton ۵۰ ضروری است).



نمودار ۴-۲۰- تاثیر مقدار کلکتور آمیل گزنتات بر بازیابی سرب در کنسانتره

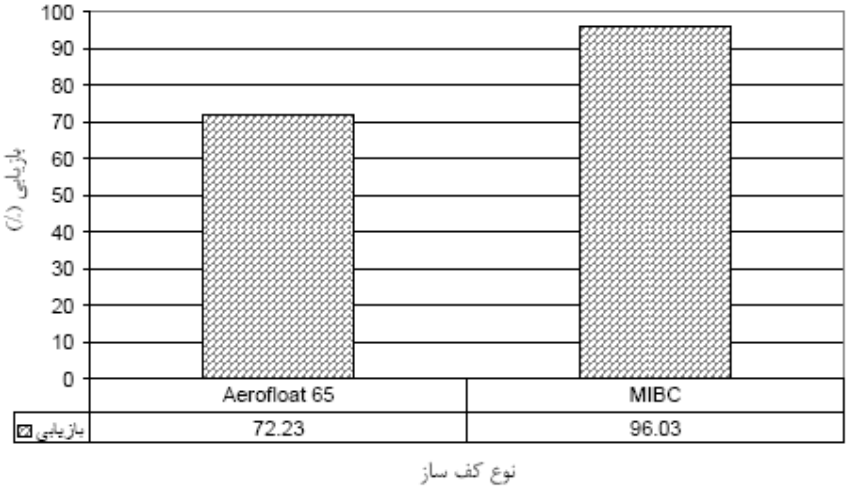


نمودار ۴-۲۱- تاثیر مقدار کلکتور آمیل گزنتات بر عیار سرب در باطله

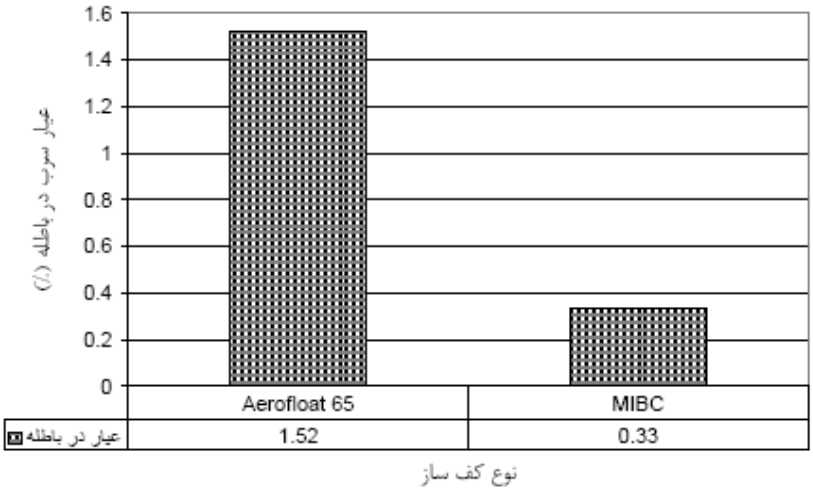
۴-۸-۵- تاثیر استفاده از کمک کلکتور با خاصیت کف سازی

به منظور بهبود شرایط کف و افزودن عمق آن از کمک کلکتور Aerofloat 65 با خاصیت کف سازی به جای کف ساز استفاده گردید. علی رغم پایدار و عمیق شدن ظاهری کف، در عمل و با بررسی نتایج

با توجه به کاهش قابل توجه بازیابی و افزایش سـرب باقیمانـده در باطلـه، اسـتفاده از Aerofloat 65 مضر تشخیص داده شد.



نمودار ۴-۲۲- تاثیر استفاده از کمک کلکتور با خاصیت کف سازی بر بازیابی سرب در کنسانتره

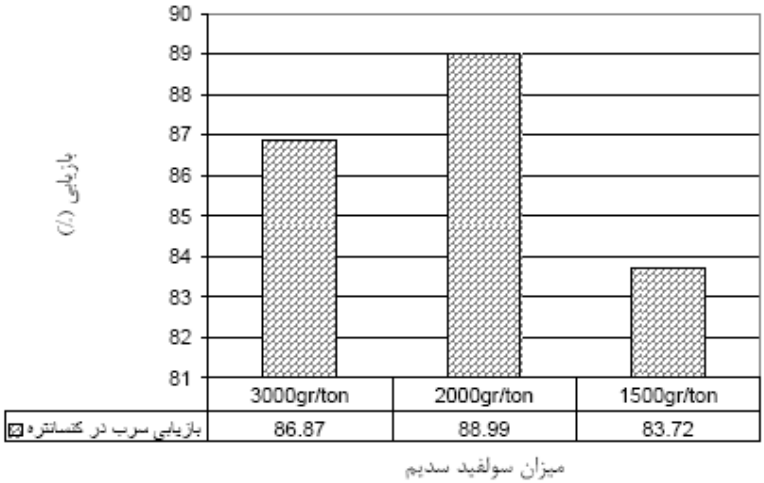


نمودار ۴-۲۳- تاثیر استفاده از کلکتور با خاصیت کف سازی بر عیار سرب در باطله

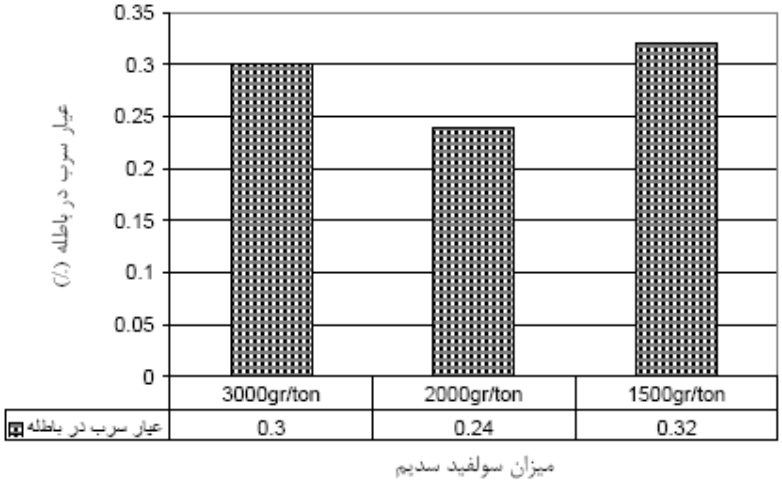
۴-۸-۶- تاثیر میزان عامل سولفید کننده

در آزمایش ۲۸ و ۳۳ با ثابت نگهداشتن سایر پارامترها به ترتیب تاثیر کاهش و افزایش میـزان عامـل سولفید کننده مورد بررسی قرار گرفت. با توجه به نمودارها بالاترین بازیابی و کمترین افـت سـرب در

باطله مربوط به مقدار ۲۰۰۰gr/ton است در نتیجه این مقدار به عنوان دوز بهینه تشخیص داده مـی-شود.



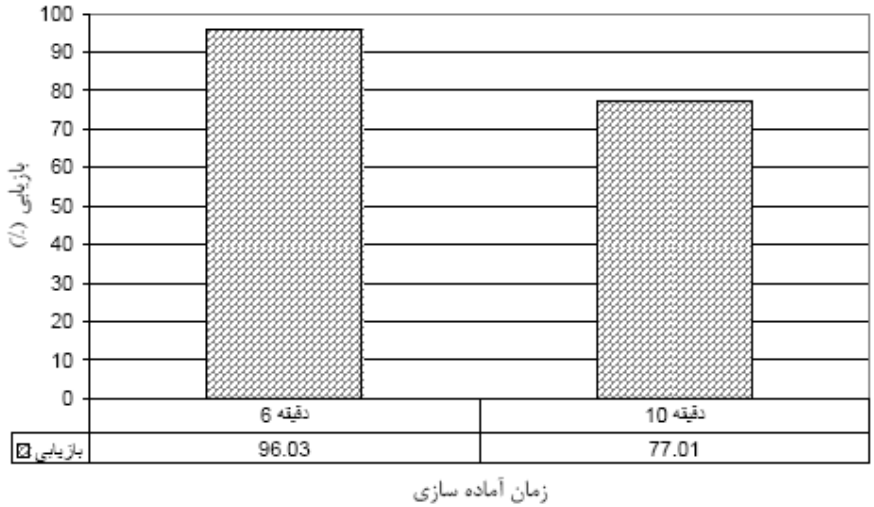
نمودار ۴-۲۴- تاثیر مقدار سولفید سدیم بر بازیابی سرب در کنسانتره



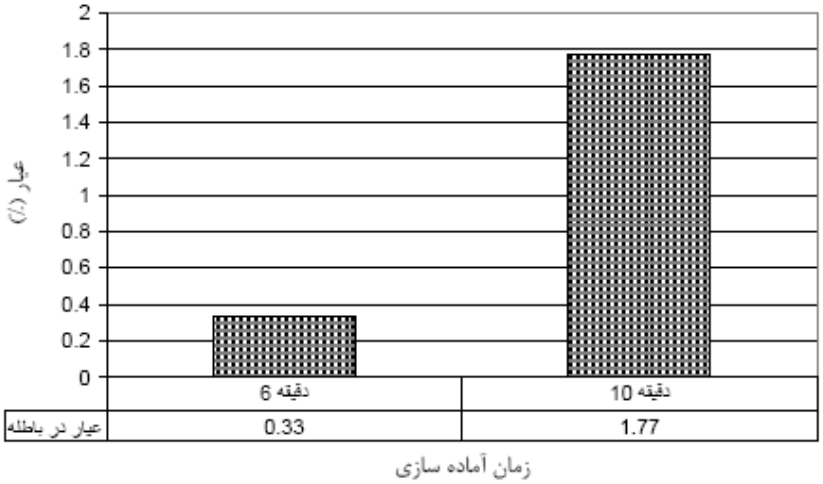
نمودار ۴-۲۵- تاثیر مقدار سولفید سدیم بر عیار سرب در باطله

۴-۸-۷- تاثیر زمان آماده سازی سولفید سدیم

به منظور یافتن زمان بهینه لازم جهت سولفیدی شدن کانیهای اکسیده، آزمایشات متعـددی صـورت گرفت که در همه آنها زمان آماده سازی طولانی ۱۰ دقیقه‌ای به دلیل کاهش بازیابی و افزایش سـرب در باطله، مضر تشخیص داده شد.



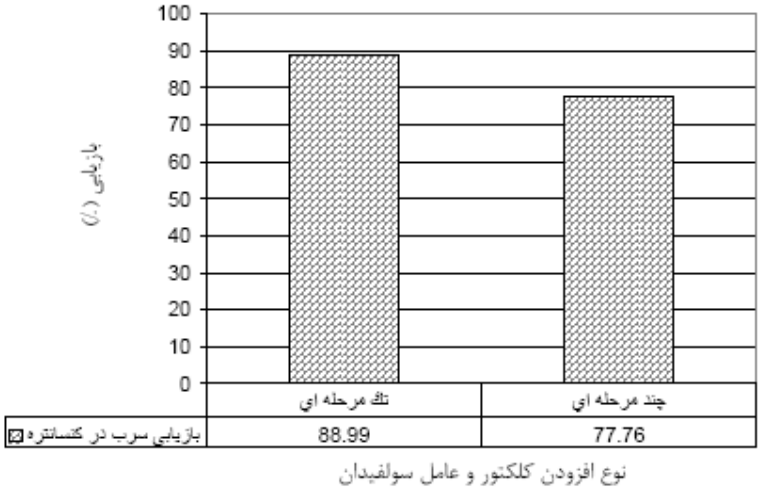
نمودار ۴-۲۶- تاثیر زمان آماده سازی عامل سولفید کننده بر بازیابی



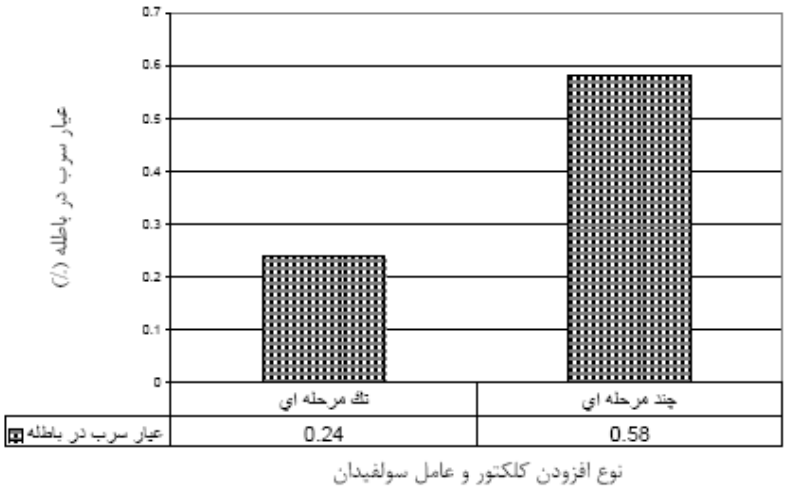
نمودار ۴-۲۷- تاثیر زمان آماده سازی بر عیار باطله

۴-۸-۸- افزودن مرحله به مرحله کلکتور و عامل سولفید کننده

در آزمایش ۴۲، افزودن مرحله به مرحله کلکتور و عامل سولفید کننده مورد بررسی قرار گرفت. به این منظور کلکتور و سولفید سدیم در طی ۵ مرحله به پالپ افزوده گردید. افزودن مرحله به مرحله عوامل شیمیایی از اینرو مورد توجه محققین است که از بالا رفتن شدید pH که منجر به افت پتانسیل الکتریکی و در نتیجه بازداشت کانیهای سرب جلوگیری می‌کند. آنطور که از نتایج قابل مشاهده است و بر خلاف انتظار نتایج این آزمایش بهبودی نسبت آزمایش مبنا ندارد و با توجه به مراحل آماده سازی پیچیده‌تر و زمان بیشتر این روش مناسب به نظر نرسید.



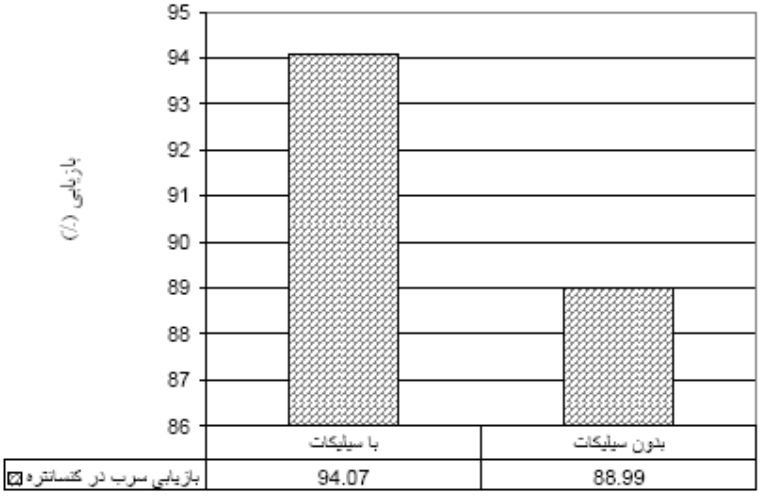
نمودار ۴-۲۸- تاثیر افزودن چند مرحله ای مواد شیمیایی بر بازیابی سرب در کنسانتره



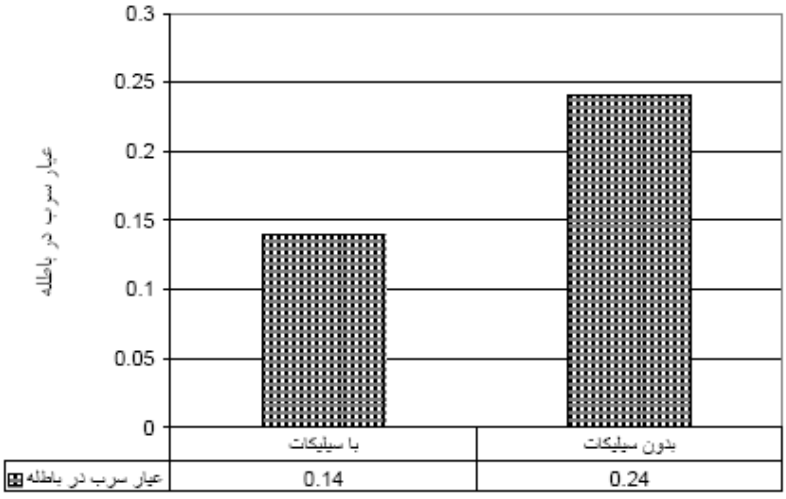
نمودار ۴-۲۹- تاثیر افزودن چند مرحله ای مواد شیمیایی بر عیار سرب در باطله

۴-۸-۹- تاثیر سیلیکات سدیم

با توجه به تولید نرمه در حین عملیات خردایش و آسیا کنی و به منظور کاهش تـاثیر مخـرب آن، در آزمایش ۳۱ تاثیر افزودن سیلیکات سدیم بررسی گردید. وجود نرمه به دلیل سطح مخصوص بالا باعث افزایش مصرف مواد شیمیایی شده، همچنین با پوشاندن ذرات کانسنگ باعث رفتن کانه به باطلـه یـا برعکس می‌شود. آنطور که از نتایج استنباط می‌گردد افزودن ۵۰۰ گرم بر تن سـیلیکات سـدیم تـاثیر بسیار مطلوبی در بالا بردن بازیابی سرب در کنسانتره و پایین آوردن سرب باقیمانده در باطله دارد.



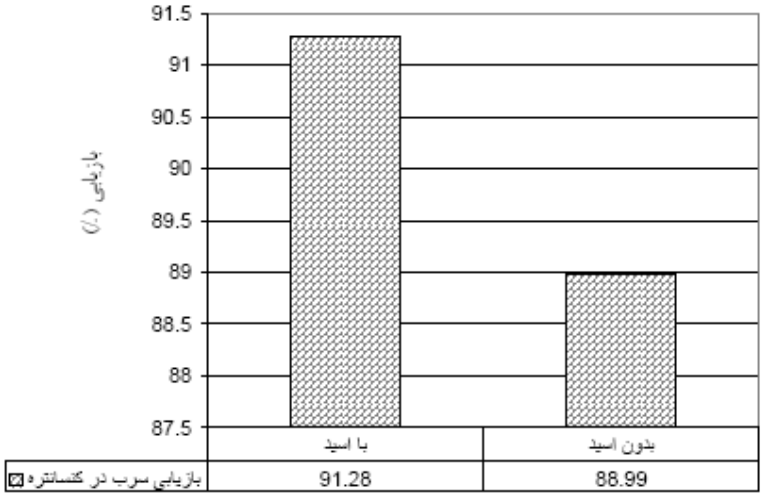
نمودار ۴-۳۰- تاثیر افزودن سیلیکات سدیم بر بازیابی سرب در کنسانتره



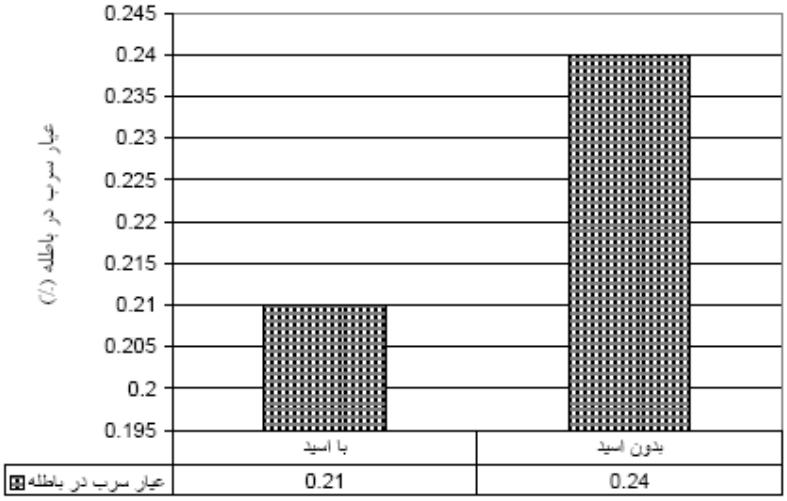
نمودار ۴-۳۱- تاثیر افزودن سیلیکات سدیم بر عیار سرب در باطله

۴-۸-۱۰- تاثیر کنترل pH

از آنجاییکه افزودن عامل سولفید کننده موجب افزایش pH پالپ میگردد، در آزمایش ۳۲، تاثیر کنترل pH و تنظیم آن در بازه ۹-۸،۵ مورد بررسی قرار گرفت. نسبت به آزمـایش شـاهد بازیـابی سـرب در کنسانتره بیشتر و عیار باطله کمتر شد.



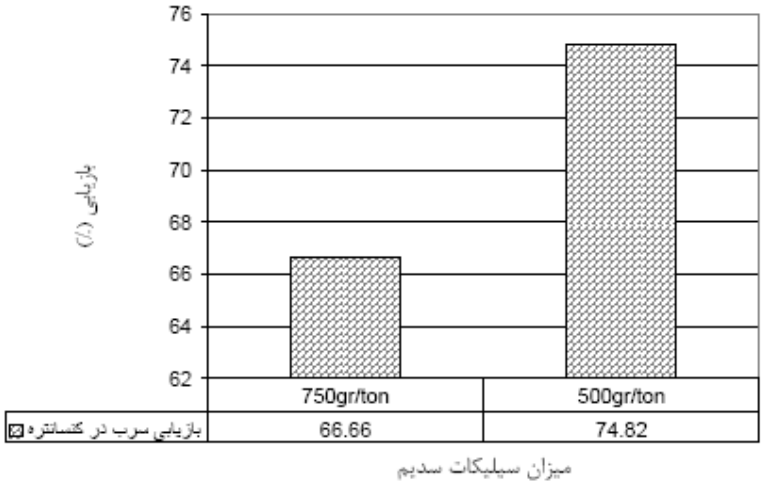
نمودار ۴-۳۲- تاثیر کنترل pH با افزودن اسید بر بازیابی سرب در کنسانتره



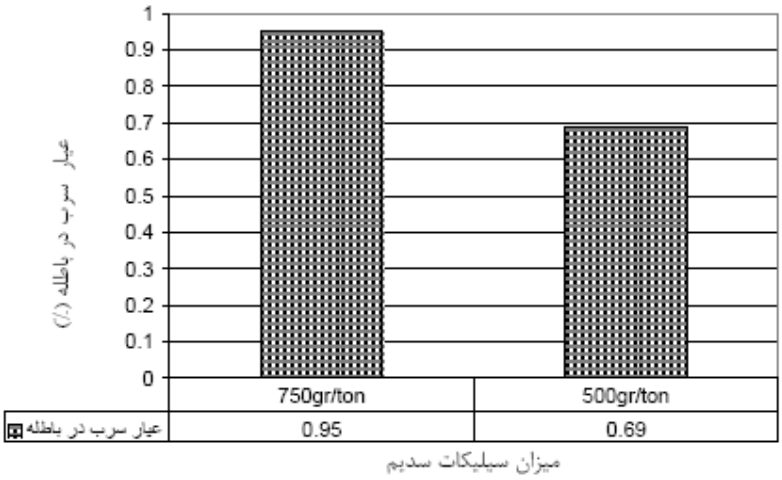
نمودار ۴-۳۳- تاثیر کنترل pH با افزودن اسید بر عیار سرب در باطله

۴-۸-۱۱- افزایش میزان سیلیکات

از آنجاییکه افزودن سیلیکات مفید واقع گردید، در آزمایش ۳۵ افزایش میزان سیلیکات سدیم مورد بررسی قرار گرفت. اما با توجه به افت بازیابی و افزایش سرب باطله همان مقدار gr/ton ۵۰۰ اولیه مناسب تشخیص داده شد.



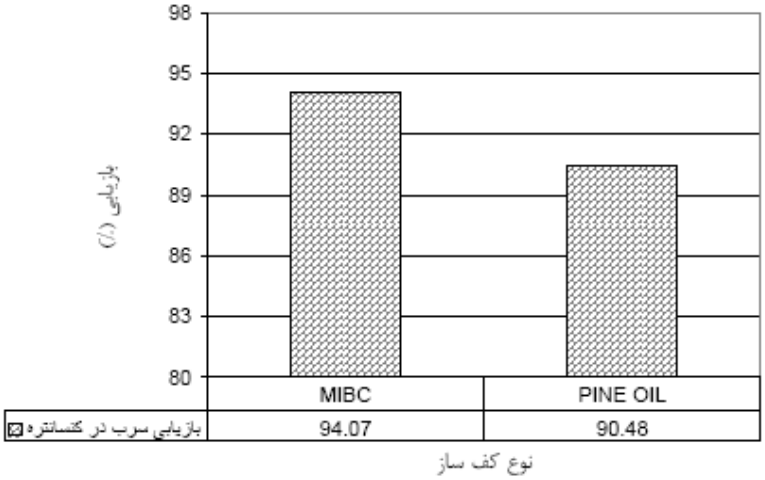
نمودار ۴-۳۴- تاثیر افزایش میزان سیلیکات سدیم بر بازیابی سرب در کنسانتره



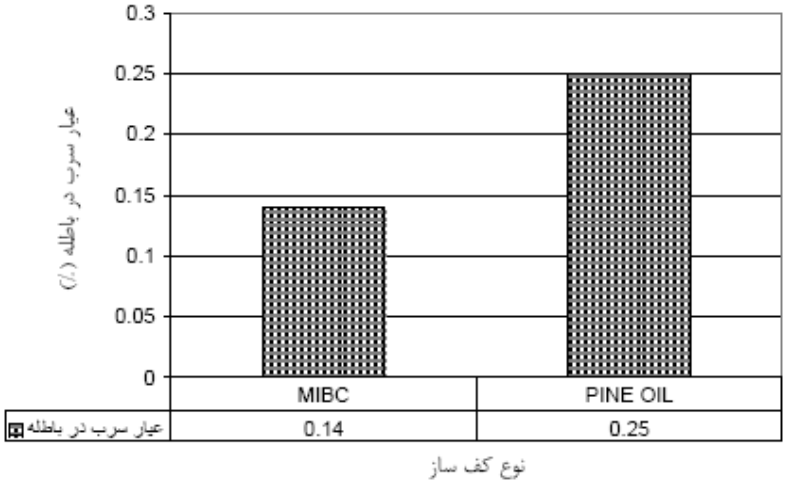
نمودار ۴-۳۵- تاثیر افزایش میزان سیلیکات سدیم بر عیار سرب در باطله

۴-۸-۱۲- تاثیر نوع کف ساز

در آزمایش ۴۱، نوع کف ساز به روغن کاج تغییر یافت. و نتایج آن با آزمایش مشابه مقایسه گردید. در صورت استفاده از روغن کاج بازیابی کاهش و افت باطله افزایش یافته است.



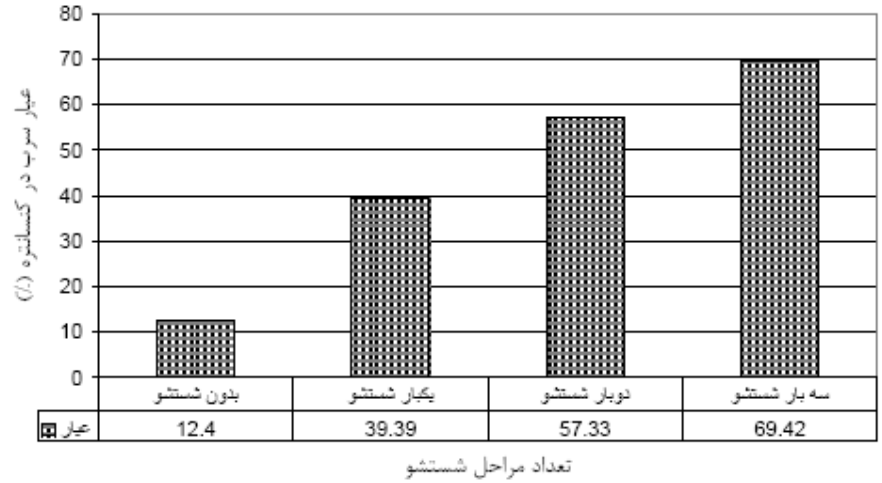
نمودار ۴-۳۶- تاثیر نوع کف ساز در بازیابی سرب در کنسانتره



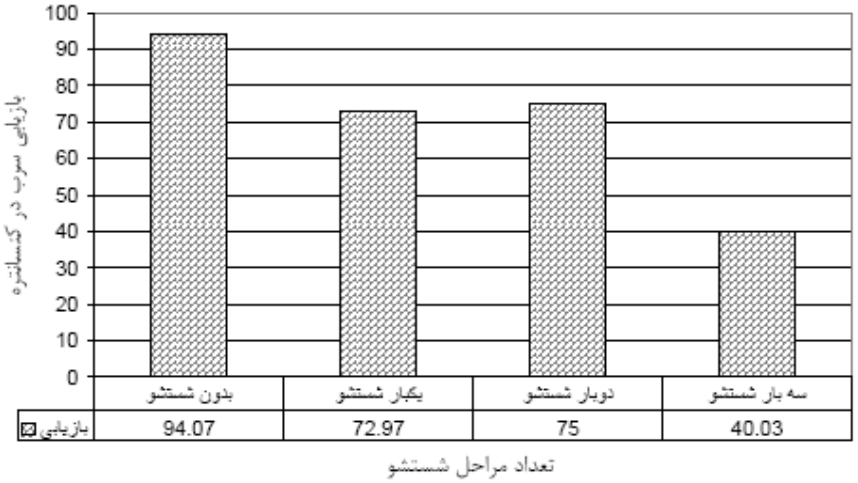
نمودار ۴-۳۷- تاثیر نوع کف ساز در عیار سرب در باطله

۴-۸-۱۳- تاثیر تعداد دفعات شستشو بر عیار و بازیابی سرب در کنسانتره:

با بدست آوردن مقدار بهینه پارامترها به صورت تجربی، در مرحله آخر بالا بردن عیار کنسانتره با حداقل مرحله شستشو (بدون افزودن ماده شیمیایی) مورد بررسی قرار گرفت.



نمودار ۴-۳۸- تاثیر تعداد مراحل شستشو بر عیار سرب در کنسانتره



نمودار ۴-۳۹- تاثیر تعداد مراحل شستشو بر بازیابی سرب در کنسانتره

همانطور که از نمودارها مشاهده می‌شود، با افزایش تعداد دفعات شستشو عیار سرب در کنسانتره افزایش می‌یابد تا در نهایت در مرحله سوم به نزدیک به ۷۰٪ میرسد که بصورت رضایت بخشی بالاتر از ۶۰٪ برای کنسانتره قابل فروش می‌باشد.

۴-۹- نتیجه گیری آزمایشات فلوتاسیون

۱. در بررسی تفریقی گالن و سروزیت، بازیابی سرب در کنسانتره از حالت تجمعی کمتر و عیار باطله بیشتر شد. در نتیجه گالن و سروزیت بصورت یکجا و بعد از عمل سولفوراسیون باید انجام شود.

۲. کلکتور آمیل گزنتات پتاسیم دارای نتایج بهتری نسبت به ایزوپروپیل گزنتات سدیم است.

۳. افزایش میزان کلکتور از gr/ton ۲۰۰ به gr/ton ۳۰۰ دارای نتیجه عکس بود. در نتیجه gr/ton ۲۰۰ آمیل گزنتات پتاسیم مناسب تشخیص داده شد.

۴. آئروفلوت ها کلکتورهایی با خاصیت کف سازی هستند. به منظور بهبود شرایط کف و افزودن عمق آن از کمک کلکتور Aerofloat 65 با خاصیت کف سازی به جای کف ساز استفاده گردید. علی رغم پایدار و عمیق شدن ظاهری کف، نتیجه منفی بود.

۵. برای پیدا نمودن مقدار بهینه سولفید سدیم به عنوان عامل سولفید کننده از سه دوز ۱۵۰۰، ۲۰۰۰ و ۳۰۰۰ گرم بر تن استفاده شد. نتیجه آزمایش gr/ton ۲۰۰۰ از همه مناسب تر بود و این مقدار به عنوان پایه برای تمام آزمایشات مورد استفاده واقع گردید.

۶. زمان آماده سازی مناسب جهت انجام عمل سولفوراسیون ۶ دقیقه تایید شد.

۷. به منظور جلوگیری از افزایش ناگهانی pH و بازداشت گالن، سولفید سدیم و کلکتور در چند مرحله افزوده شد. اما نتایج منفی بود.

۸. استفاده از سیلیکات سدیم جهت تفرق بهتر پالپ تایید و دوز gr/ton۵۰۰ از آن ماده مناسب تشخیص داده شد.

۹. از آنجاییکه افزایش pH به دلیل تشکیل و پایداری گونه هـای هیدروکـسی سـرب، پلمبیـت، باعث بازداشت گالن می‌شود، کنترل pH توسط افزودن اسید انجام شد. نتیجه مثبت گـزارش شد.

۱۰. برای کنترل نوع کف ساز، از Pine Oil به جای MIBC استفاده شد. اما نتیجه منفی گـزارش شد.

۱۱. در نهایت با اعمال شستشو عیار سرب در کنسانتره بالا رفته و با انجام سه مرحله شستشو به ۶۹،۴۲٪ رسید و کنسانتره قابل فروش حاصل شد.

فصل پنجم:

نتیجه گیری

۵- نتیجه گیری

۵-۱- آزمایشات ثقلی

با توجه به فلوشیت ارائه شده در شکل ۵-۱ کانسنگ پس از انجام مراحل خردایش توسط سنگ شکن های فکی و ژیراتوری با d80 معادل ۱۷۸۰ میکرون به منظور سنجش امکان استفاده از پرعیار سازی ثقلی به بخش ثقلی متشکل از جیگ و میز معرفی گردید. در آزمایشاتی که به کمک جیگ انجام گرفت، تاثیر پارامترهای دبی آب، دانه بندی و در آزمایشات میز لرزان تاثیر مقادیر مختلف شیب عرضی، آب خوراک، آب میز و دانه بندی خوراک بررسی گردید.

۵-۱-۱- جیگ

از آنجاییکه محدوده جداسازی جیگ حدود ۲۰-۲ میلی متر است و دانه بندی‌های درشت را دربر می‌گیرد و از طرف دیگر با توجه به آنالیز شیمیایی فراکسیون‌های مختلف، محتوی سرب بخش دانه ریز بیشتر از دانه درشت است، با توجه به جدول و نمودارهای مقایسه‌ای در هیچکدام از آزمایشات عیار کنسانتره به ۵۰٪ که مورد نظر بود نرسید. برای ذکر نتیجه، بهترین نتیجه از آزمایش ۴ با عیار کنسانتره ۳۷،۳۳٪ در شرایط دانه بندی خوراک ۲۳۶۰- میکرون، دبی آب lit/min ۴ و فرکانس ۲۶۹ با گلوله حاصل شد.

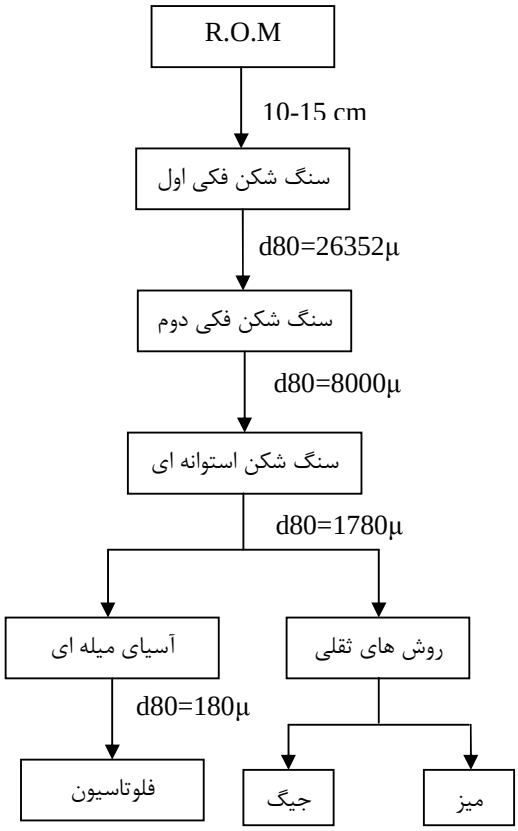
در مرحله دوم آزمایشات جیگ (خوراک کم عیار)، نتایج بسیار ضعیفی حاصل شد.

۵-۱-۲- میز

در آزمایشات به کمک میز با توجه به نمودار و با ملاک قرار دادن عیار سرب در کنسانتره، بهترین نتیجه از آزمایش ۱ (خوراک پرعیار) با پارامترهای بهینه شیب ۱۲، آب خوراک ۸، آب میز ۱۰ و دانه بندی ۱۵۰+ و ۸۵۰- میکرون به دست آمد. با بکار گیری یک مرحله شستشو عیار کنسانتره به نزدیک ۴۵٪ ارتقا می‌یابد. (احتمال رسیدن به عیار ۵۰٪ با دو مرحله شستشو وجود دارد.)

در مرحله دوم آزمایشات میز (خوراک کم عیار)، آزمایش ۱۱ با پارامترهای عملیاتی شیب ۱۲، آب خوراک ۸، آب میز ۱۱ بالاترین عیار کنسانتره بدست آمد. (که تقریباً مشابه خوراک کم عیار است.)

با توجه به نتایج حاصل و نمودارهای مقایسه‌ای عرضه شده، در هیچکدام از دانه بندی‌ها حتی با اعمال شستشو، عیار کنسانتره به بالای ۵۰٪ نرسید. در نتیجه در این مرحله و با استفاده از نتایج آزمایشات انجام شده، استفاده از میز لرزان به عنوان پرعیار کننده نفی می‌شود.

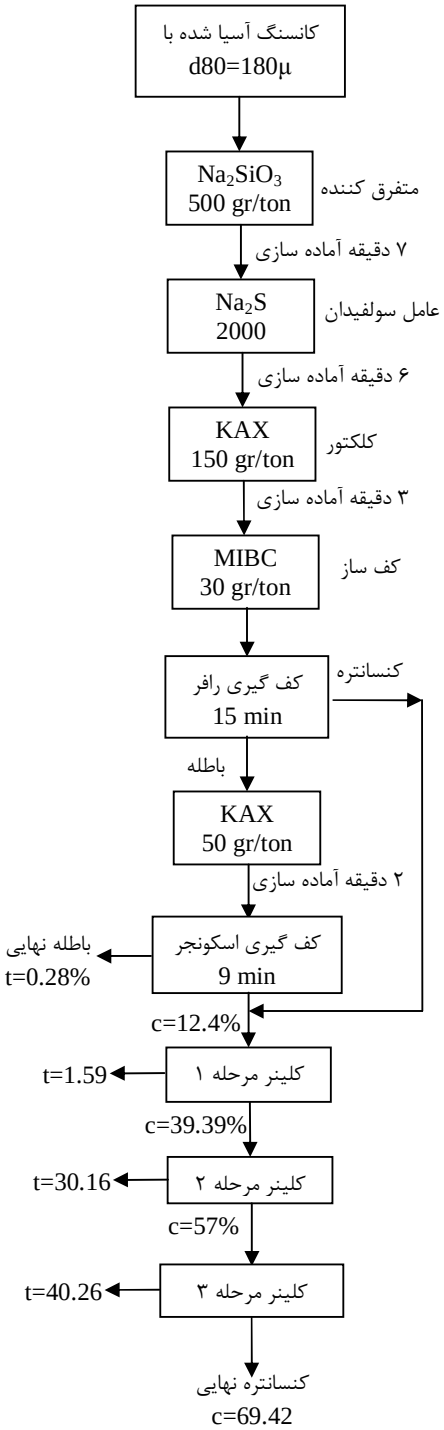


شکل ۵-۱- مراحل آماده سازی و فرآوری آزمایشگاهی کانسنگ سرب چنگرزه

۵-۲- آزمایشات فلوتاسیون

با توجه به طبیعت سولفیده اکسیده کانسار حلالیت و سطح مخصوص نسبتاً زیاد کانی‌های سرب نوع اکسیده و گالن اکسیده- کربناته، انجام عمل سولفیداسیون جهت تبدیل سطح سروزیت به سولفید سرب ضروری است. بدین منظور از سولفید سدیم استفاده گردید. در بررسی فلوتاسیون تفریقی گالن و سروزیت، بازیابی سرب در کنسانتره از حالت تجمعی کمتر و عیار باطله بیشتر شد. در نتیجه کف گیری گالن و سروزیت بصورت یکجا و بعد از عمل سولفیداسیون باید انجام شود. کلکتور آمیل گزنتات پتاسیم با دوز gr/ton ۲۰۰ دارای نتایج بهتری نسبت به ایزوپروپیل گزنتات سدیم است. مقدار بهینه عامل سولفید سدیم gr/ton ۲۰۰۰ و زمان آماده سازی مناسب جهت انجام عمل سولفیداسیون ۶ دقیقه بدست آمد. استفاده از سیلیکات سدیم جهت تفرق بهتر پالپ تایید و دوز gr/ton۵۰۰ از آن ماده مناسب تشخیص داده شد. استفاده از اسید سولفوریک جهت جلوگیری از افزایش ناگهانی pH و در نتیجه بازداشت گالن نتیجه خوبی داشت. برای کنترل نوع کف ساز، از Pine Oil و کمک کلتور با خاصیت کف سازی Aerofloat 65 به جای MIBC استفاده شد. اما نتیجه منفی گزارش شد. مقدار کف ساز در آزمایشات gr/ton (۶۰تا)۳۰ مناسب بود. در نهایت با اعمال شستشو عیار کنسانتره بالا رفته و با انجام سه مرحله شستشو به ۶۹،۴۲٪ رسید و کنسانتره قابل فروش حاصل شد.

شکل ۵-۲ فلوشیت مراحل فرآوری آزمایشگاهی کانسنگ سرب چنگرزه به روش فلوتاسیون را نشان می‌دهد.

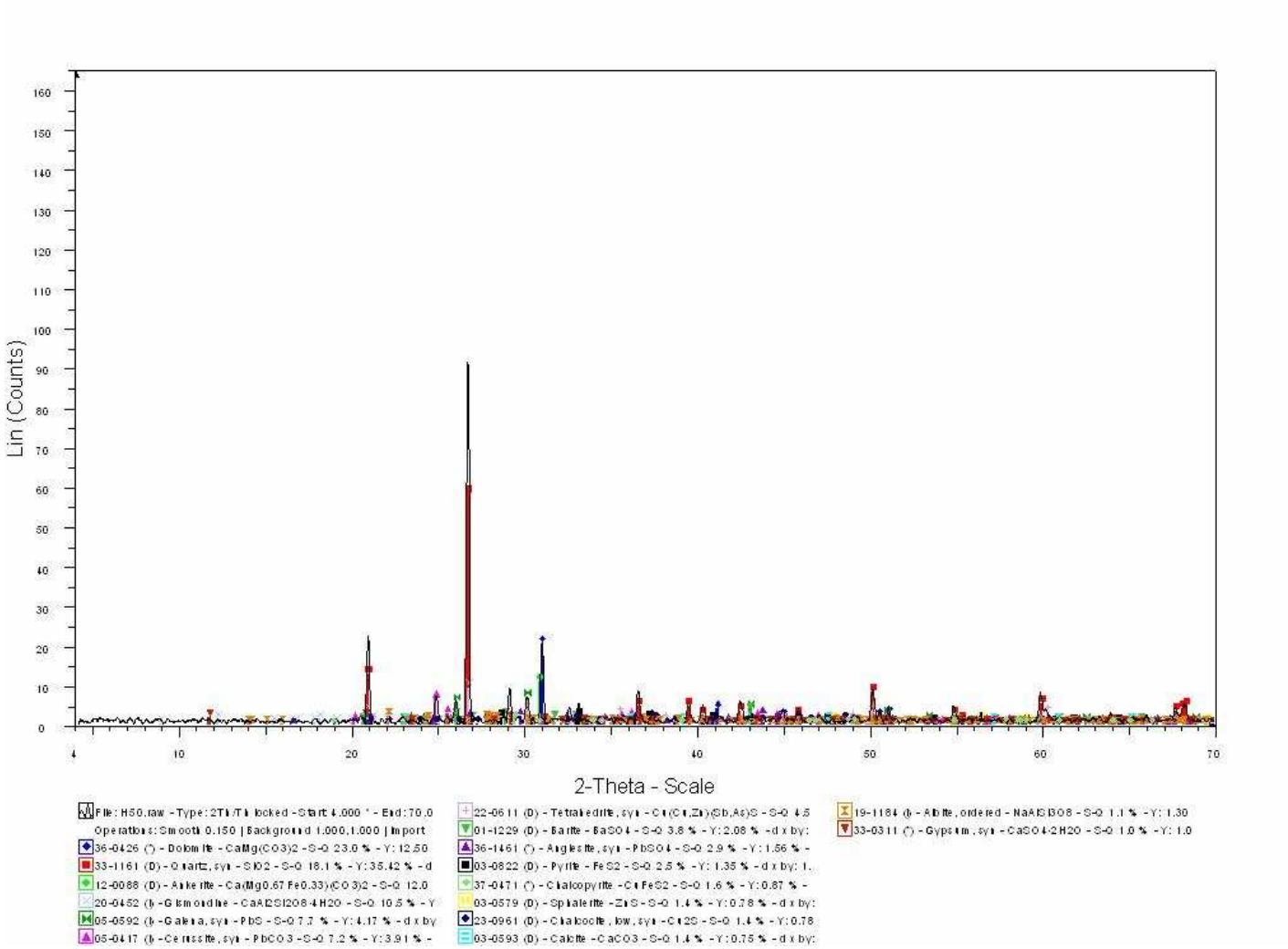


شکل ۵-۲- فلوشیت آزمایشگاهی بکار رفته برای فلوتاسیون کانسنگ سرب چنگرزه

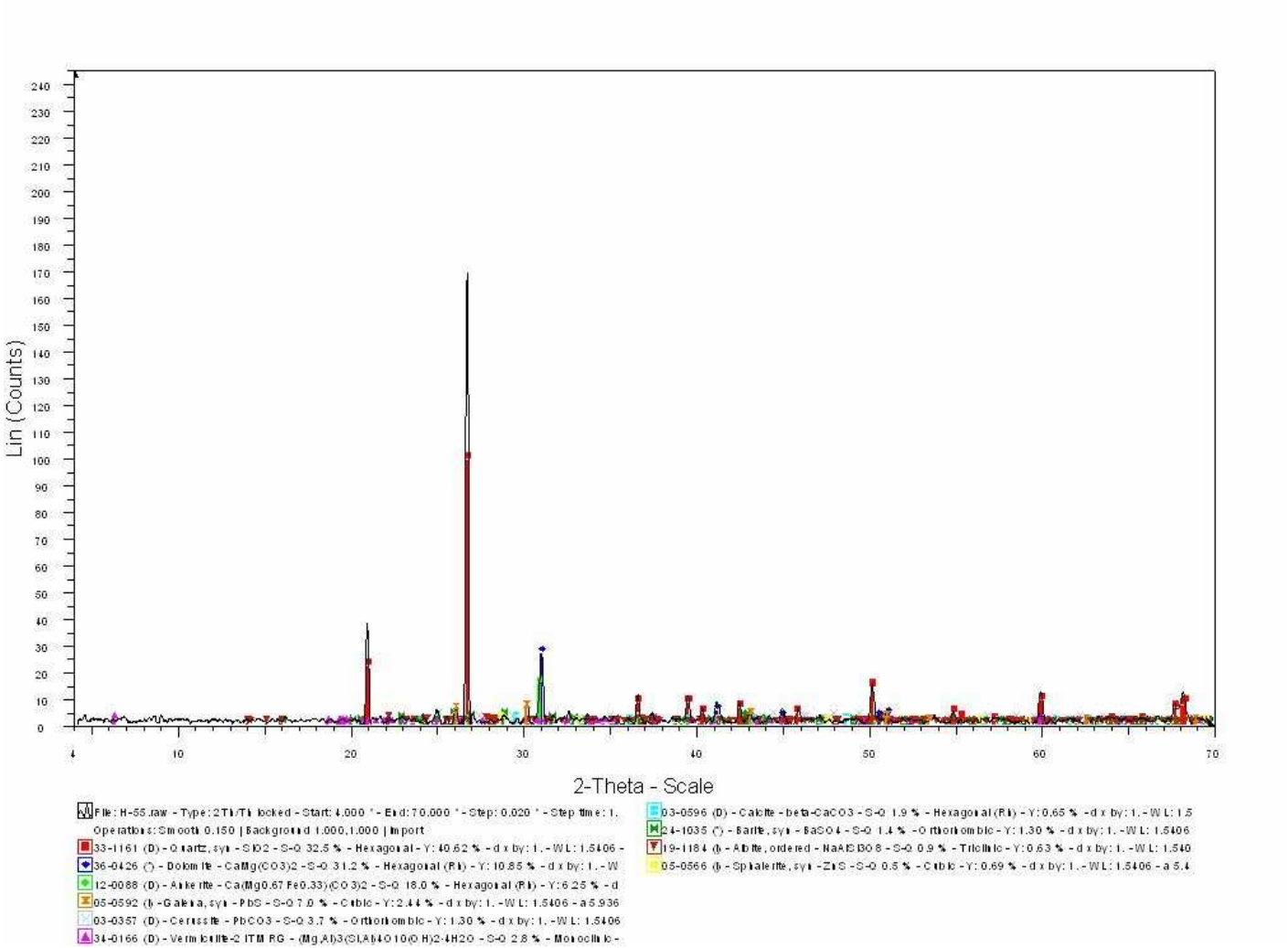
ضمیمه الف

آنالیز XRD

نمودار الف-۱- آنالیز اشعه x نمونه H50



نمودار الف-۲- آنالیز اشعه x نمونه H55



ضمیمه ب

اندیس کار

جدول ب-۱- تعیین اندیس کار توسط آسیای گلوله ای BOND

نوع ماده معدنی: سرب
چگالی ظاهری: ۱،۵۲
میزان خرد کردن اولیه: ۸مش (۲،۳۶mm)

وزن ۷۰۰ (۲۰۷) سانتیمتر مکعب از بار اولیه (گرم): ۳۱۵
دهانه سرند کنترل (میکرون): ۱۵۰
درصد مواد کوچکتر از سرند در بار اولیه: ۱۳٪

سرعت گردش آسیا (دور در دقیقه): ۸۶
وزن ایده آل ذرات کوچکتر از سرند کنترل
برای دستیابی به بار در گردش ۲۵۰٪ (گرم): ۹۰

شماره آزمایش	تعداد دور گردش آسیا	کل مواد وارد شده به آسیا			محصول خرد شده		نرمه خرد شده در اثر آسیا کردن		محاسبه تعداد دور لازم برای آزمایش بعدی				
		بار اولیه		وزن مواد درشت برگشتی	وزن مواد باقیمانده روی سرند	وزن مواد عیور کرده از سرند	وزن نرمه تولید شده	وزن نرمه تولید شده در یک دور	بار اولیه لازم برای آسیا		وزن نرمه ای که برای رسیدن به شرایط تعادل باید تولید شود	تعداد دور پیش بینی شده	زمان پیش بینی شده
		وزن بار اولیه	وزن مواد کوچکتر از سرند						وزن بار اولیه	وزن مواد کوچکتر از سرند			
	(r)	(g)	(g)	(g)	(g)	(g)	(g)	(g)	(g)	(g)	(g)	(r)	min-sec
i	n_i	f_{i-}	af_{i-}	C_{i-}	C_i	$f_i=A-C_i$	$S_i=f_i-af_i$	$G_i=S_i/n_i$	f_i	af_i	$h_{i+1}=p-af_i$	$n_{i+1}=h_{i+1}/G_i$	$t=n_{i+1}/N$
۱	۱۷۲	۳۱۵	۴۱	-	۲۲۱	۹۴	۵۳	۰،۳۱	۹۴	۱۲،۲۲	۷۷،۷۸	۲۵۱	۲:۵۵
۲	۲۵۱	۹۴	۱۲،۲۲	۲۲۱	۲۳۲	۸۳	۷۰،۷۸	۰،۲۸	۸۳	۱۰،۷۹	۷۹،۲۱	۲۸۳	۳:۱۷
۳	۲۸۳	۸۳	۱۰،۷۹	۲۳۲	۲۲۴	۹۱	۸۰،۲۱	۰،۲۸	۹۱	۱۱،۸۳	۷۸،۱۷	۲۷۹	۳:۱۴
۴	۲۷۹	۹۱	۱۱،۸۳	۲۲۴	۲۲۲	۹۳	۸۱،۱۷	۰،۲۹	۹۳	۱۲،۰۹	۷۷،۹۱	۲۶۹	۳:۷

ابعاد بار اولیه بر مبنای ۸۰٪ عبور کرده (µm): $F=1780$

ابعاد محصول بر مبنای ۸۰٪ عبور کرده (µm): $P=115$

میانگین G_i در سه آزمایش آخر: $G_i=0.2833$

آسیای BOND:

$$w_i = \frac{44.5}{P_1^{0.23}} \frac{1}{G_i^{0.82}} \frac{1}{\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}}$$

$$w_i = \frac{11.76}{150^{0.23}} \frac{1}{0.2833^{0.75}} \frac{1}{\frac{10}{\sqrt{115}} - \frac{10}{\sqrt{1780}}} = 13.753$$

آسیای گلوله ای ۲۰×۲۰:

$$w_i = \frac{11.76}{P_1^{0.23}} \frac{1}{G_i^{0.75}} \frac{1}{\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}}$$

ضمیمه ج

جداول فرآوری (ثقلی و فلوتاسیون)

جدول ج-۱- شرایط کاری مورد استفاده و نتایج حاصل از جیگ

Test no.	Sample	W(gr)	grade	W(%)	Recovery(lab)	Recovery(cal)	f(lab)	f(cal)	شرایط	دانه بندي
1	g1	22	34.82	3.68	30.07	30.06	4.3	4.26	دبي آب ۴ ليتر در دقيقه، ۲۶۹ نوسان در دقيقه با گلوله	۲۰+ و ۸- مش يا ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- ميكرون
	g2	117	8.25	19.57	37.89	37.88				
	g3	459	1.78	76.76	32.07	32.06				
	total	598		100	100.03	100.00				
2	g4	72	20.97	13.02	64.09	53.66	4.3	5.09	دبي آب ۴ ليتر در دقيقه، ۲۶۹ نوسان در دقيقه بدون گلوله	۲۰+ و ۸- مش يا ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- ميكرون
	g5	109	6.06	19.711	28.04	23.47				
	g6	372	1.73	67.269	27.32	22.87				
	total	553		100	119.45	100.00				
3	g7	76	23.99	18.86	76.94	66.36	5.9	6.82	دبي آب ۵ ليتر در دقيقه، ۲۶۹ نوسان در دقيقه با گلوله	۵۰+ و ۲۰- مش يا ۳۰۰+ و ۸۵۰- ميكرون
	g8	27	5.78	6.70	6.59	5.68				
	g9	300	2.56	74.44	32.41	27.95				
	total	403		100.00	115.94	100.00				
4	g10	22	37.33	4.02	26.25	23.84	5.7	6.30	دبي آب ۴ ليتر در دقيقه، ۲۶۹ نوسان در دقيقه با گلوله	۸- مش يا ۲۳۶۰- ميكرون
	g11	97	9.66	17.73	29.95	27.20				
	g12	428	3.94	78.24	53.90	48.96				
	total	547		100.00	110.09	100.00				
5	g13	80	12.29	5.95	29.50	44.10	2.5	1.66	دبي آب ۴، نوسان ۲۶۹، با گلوله	۲۰+ و ۸- مش يا ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- ميكرون
	g14	126	1.58	9.38	5.97	8.93				
	g15	1138	0.92	84.67	31.41	46.96				
	total	1344		100.00	66.88	100.00				
6	g16	296	2.05	35.28	29.16	45.29	2.5	1.60	دبي آب ۱۲ ليتر بر دقيقه، نوسان ۱۲۰	۲۰+ و ۸- مش يا ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- ميكرون
	g17	543	1.35	64.72	35.23	54.71				
	total	839		100.00	64.39	100.00				
7	g18	96	5.53	9.90	22.07	30.01	2.5	1.82	دبي آب ۵، نوسان ۸۰، با گلوله	۲۰+ و ۸- مش يا ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- ميكرون
	g19	146	0.75	15.05	4.55	6.19				
	g20	728	1.55	75.05	46.91	63.80				
	total	970		100.00	73.53	100.00				

جدول ج-۲- شرایط کاری مورد استفاده و نتایج حاصل از میز

Sample	W(gr)	grade	W(%)	R(lab)	R(cal)	f(lab)	f(cal)	شرايط	دانه بندي	مشاهدات
m1	80	46.76	13.01		81.06		7.50	شيب ۱۲، آب خوراك ۸، آب ميز ۱۰	۱۰۰+ و ۲۰- مش يا ۱۵۰+ و ۸۵۰- ميكرون	
m2	210	2.18	34.15		9.92					
m3	325	1.28	52.85		9.01					
total	615		100		100					
m4	370	8.29	34.51		63.67		4.49	شيب ۱۳، آب خوراك ۸، آب ميز ۱۰، باردهي ۲	۲۰+ و ۱۰- مش يا ۸۵۰+ و ۱۷۰۰- ميكرون	چون با شيب ۱۱ درجه جواب نداد ۱۳ انتخاب شد.مقدار زيادي باطله به كنسانتره را يافت. در ميانی و باطله تمام گالن ها درگير بود
m5	170	2.88	15.86		10.16					
m6	532	2.37	49.63		26.17					
total	1072		100		100					
m7	325	25.94	11.63		54.17		5.57	شيب ۱۲، آب خوراك ۸، آب ميز ۱۲,۵، باردهي ۲	۱۰- و ۲۰+ مش يا + و ۱۷۰۰- ميكرون	گالن ها در ميانی و باطله درگير بودند.
m8	265	3.12	9.48		5.31					
m9	2205	2.86	78.89		40.52					
total	2795		100		100					
m10	295	31.73	19.89		61.55		10.25	شيب ۱۰، آب خوراك ۱۰، آب ميز ۱۲، باردهي ۲	۱۰۰+ و ۲۰- مش يا ۱۵۰+ و ۸۵۰- ميكرون	گالن ها در ميانی و باطله درگير بودند.
m11	85	4.69	5.73		2.62					
m12	1103	4.94	74.38		35.83					
total	1483		100		100					
m13	135	44.21	43.97		83.74		23.22	شيب ۱۲، آب خوراك ۱۰، آب ميز ۱۴، باردهي ۲	۱۰- و ۲۰+ مش يا + و ۱۷۰۰- ميكرون	خوراك اين تست، m7 بود.بدليل زياد بودن آب ميز مقدار زيادي گالن آزاد در باطله ديده شد كه از ميانی هم بيشتر بود.
m14	50	5.41	16.29		3.80					
m15	122	7.28	39.74		12.46					
total	307		100		100					
m16	159	45.63	57.19		88.21		29.59	شيب ۱۲، آب خوراك ۹، آب ميز ۱۰، باردهي ۲	۱۰۰+ و ۲۰- مش يا ۱۵۰+ و ۸۵۰- ميكرون	خوراك اين تست m10 بود.
m17	49	11.14	17.63		6.64					
m18	70	6.06	25.18		5.16					
total	278		100		100					
m19	126	4.28	9.22	15.92	23.99	2.48	1.65	شيب ۸، آب خوراك ۱۰، آب ميز ۱۴	۲۰+ و ۸- مش يا ۸۵۰+ و ۲۳۶۰- ميكرون	جواب نداد هر سه محصول زير ميكروسكوپ درگير بودند و عيار هم پايين بود
m20	646	2.02	47.29	38.52	58.04					
m21	594	0.68	43.48	11.92	17.97					
total	1366		100	66.36	100					
m22	62	18.34	8.20	59.92	60.17	2.51	2.50	شيب ۱۲، آب خوراك ۸، آب ميز ۱۴، باردهي ۲,۵	۱۰۰+ و ۲۰- مش يا ۱۵۰+ و ۸۵۰- ميكرون	در كنسانتره گالن آزاد ديده شد در ميانی تقريبا گالن نبود در باطله هم نبود جدايش خوب بوده اما مقدار كنسانتره كم شده
m23	32	0.77	4.23	1.30	1.30					
m24	662	1.10	87.57	38.38	38.53					
total	756		100	99.60	100					
m25	130	20.14	6.79	58.71	54.89	2.33	2.49	شيب ۱۲، آب خوراك ۱۰، آب ميز ۱۲، باردهي ۲,۵	بدون دانه بندي	
m26	116	1.87	6.06	4.86	4.55					
m27	1668	1.16	87.15	43.39	40.56					
total	1914		100	106.96	100					
m28	185	11.28	12.96	67.03	65.57	2.18	2.23	شيب ۱۲، آب خوراك ۸، آب ميز ۱۰، باردهي ۲,۵	۱۰۰+ و ۲۰- مش يا ۱۵۰+ و ۸۵۰- ميكرون	خوراك اين تست مخلوط كهنه و نو بود
m29	447	1.24	31.30	17.81	17.42					
m30	796	0.68	55.74	17.39	17.01					
total	1428		100	102.23	100					
m31	155	20.62	7.54	61.96	76.73	2.51	2.03	شيب ۱۲، آب خوراك ۸، آب ميز ۱۱، باردهي ۲,۵	۱۰۰+ و ۲۰- مش يا ۱۵۰+ و ۸۵۰- ميكرون	در آخر به صورت خودبخود آب خوراك به ۹ و آب ميز به ۱۲ تبديل شد
m32	345	0.06	16.79	0.40	0.50					
m33	1555	0.61	75.67	18.39	22.77					
total	2055		100	80.75	100					
m34	120	13.9	7.16	42.71	58.87	2.33	1.69	شيب ۱۲، آب خوراك ۸، آب ميز ۱۱، باردهي ۲,۵	بدون دانه بندي	
m35	236	0.91	14.08	5.50	7.58					
m36	1320	0.72	78.76	24.34	33.55					
total	1676		100	72.55	100					

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 1	Particle Size(μm):130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Pine Oil	
B: ZnSo4	E: CuSo4	
C: AXK		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
1.20						7.30	
2-3	360					9.17	
4.20		650					
5.30						8.04	
11			150			8.10	
14				30		8.09	
15-21							كف گيري سرب
21	3cc						
22	15						
23					600	11	
25						11.84	
33			150				
34-39							كف گيري روي
39			50				
40-42							كف گيري
							پايان

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
1	C10	67	6.77	44.06	51.91	54.92
2	C11	28	2.83	8.30	4.09	4.32
3	T12	894	90.39	2.45	38.52	40.75
	total	989	100.00		94.51	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 2	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Pine Oil	
B: ZnSo4	E: CuSo4	
C: AXK		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
1						7.14	
2-3	360					8.90	
4		650					
10				30		9.30	
11.45-17.45							كف گيري سرب
18	1200					10.86	
20	600						
21						11.22	
23	600				600	10.97	
32			100				
32-37							كف گيري روي
37			50			10.68	
39							پايان

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
4	C13	97	9.72	31.81	53.77	56.28
5	C14	31	3.11	8.27	4.47	4.68
6	T15	870	87.17	2.46	37.30	39.04
	total	998	100.00		95.53	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 3	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Pine Oil	
B: ZnSo4	E: CuSo4	
C: Z11		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
1						7.50	
2-3	360					9.42	
4		650				8.08	
11			150.00			8.14	
14				30			
15-20							كف گيري سرب
20	1200					11.05	
21	600					11.25	
22					600		
32			100				
33-37							كف گيري روي
38-40			50				كف گيري
39						10.4	
40							پايان

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
7	C16	57	5.80	52.39	52.83	50.41
8	C17	61	6.21	7.74	8.35	7.97
9	T18	865	88.00	2.85	43.62	41.62
	total	983	100.00		104.80	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 4	Particle Size(μm): 105
Weight (gr): 1kg	Solids(%):37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Pine Oil	
B: ZnSo4	E: CuSo4	
C: Z11		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
1						7.58	
2-3	360					9.37	
4		650				8.20	
11			150			8.23	
14				30			
15-20							كف گيري سرب
20	1200					11	
21	600					11.2	
22					600		
32			100			10.56	
32.3-35.30							كف گيري روي
36			50				
36-38							كف گيري
39							پايان

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
10	C19	77	7.73	42.30	56.87	55.55
11	C20	65	6.53	6.20	7.04	6.87
12	T21	854	85.74	2.58	38.47	37.58
	total	996	100.00		102.38	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 5	Particle Size(μm): 190
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.61	
2-3	360				9.70	
3		150				
5			30			
5.30-9						كف گيري گالن
10				2000	8.90	
15					10.60	
18		50			10.52	
19			30			
20-26						كف گيري سروزيت

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
13	C22	99	10.25	37.56	66.94	59.40
14	C23	79	8.18	25.69	36.54	32.42
15	T24	788	81.57	0.65	9.22	8.18
	total	966	100.00		112.70	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 6	Particle Size(μm): 190
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1.00					7.48	
2-4				2000	9.84	
9.00		150			9.79	
10.30			60			
10.30-23						كف گيري
23-24		50			9.01	
24-29						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
16	C25	227	21.79	26.10	98.89	94.78
17	T26	815	78.21	0.40	5.44	5.22
	total	1042	100.00		104.33	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 7	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%):37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.88	
2-3	360				9.44	
3		150			9.15	
5			30			
5.30-9						كف گيري گالن
10				2000		
13					10.65	
18		50			10.4	
19			30			
19-25						كف گيري سروزيت

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
18	C27	119	11.88	29.11	60.12	59.87
19	C28	158	15.77	12.08	33.13	32.99
20	T29	725	72.36	0.57	7.17	7.14
	total	1002	100		100.42	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 8	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.95	
2-4				2000	10.30	
8.00		150				
9.30			30			
9.30-25.30						كف گيري
25.30		50				
25-30						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
21	C30	288	28.57	19.97	99.23	96.03
22	T31	720	71.43	0.33	4.10	3.97
	total	1008	100		103.33	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 9	Particle Size(μm): 275
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.60	
2	360				9.25	
3		150				
3.30			30			
4-7						كف گيري گالن
7.30				2000		
8.30					10.57	
15.30		50			10.4	
16			30			
16.30-28.30						كف گيري سروزيت

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
23	C32	52	5.19	56.11	50.69	49.87
24	C33	112	11.19	21.93	42.67	41.98
25	T34	837	83.62	0.57	8.29	8.15
	total	1001	100		101.65	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 10	Particle Size(μm): 275
Weight (gr): 1kg	Solids(%):37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s(2000gr/ton)	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.50	
2-4				2000	10.22	
9.00		150			10.10	
10.30			30			
10.30-23						كف گيري
23		50				
24-29						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C35	183	18.75	29.87	97.40	92.61
	T36	793	81.25	0.55	7.77	7.39
	Total	976	100		105.17	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 11	Particle Size(μm): 190
Weight (gr): 1kg	Solids(%):37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s(2000gr/ton)	
B: Z11		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.32	
2-4				2000	9.87	
9-10		150			9.90	
10.30			30			
10.30-23						كف گيري
23		50	30			
24-29						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weigh	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C37	223	22.23	25.45	98.41	90.21
	T38	780	77.77	0.79	10.68	9.79
	Total	1003	100		109.09	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no: Test no: 12 Particle Size(μm): 190
Weight (gr): 1kg Solids(%): 37
Chemical Reagents:
A: NaOH D: Na2s(3000gr/ton)
B: AXK
C: MIBC

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.40	
2-4				3000	10.00	
9		150			10.37	
10.30			30			
10.30-23						كف گيري
23		50				
24-29						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	II	III
	C39	213	20.62	27.68	99.26	91.36
	T40	820	79.38	0.68	9.39	8.64
	Total	1033	100		108.65	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 13	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:Z11		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.10	
2-4				2000	9.50	
8-9		150				
9.30			30		9.10	
9.30-25.30						كف گيري
25.30		50	30		8.75	
25.30-30						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C41	204	19.21	27.79	92.84	92.83
	T42	858	80.79	0.51	7.17	7.17
	Total	1062	100		100.00	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 14	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.50	
1				2000		
6					9.90	
11		150				
14			30		9.75	
15					8.75	آغاز كف گيري
17			30			
23			30			
30		50			9.2	پايان كف گيري
30-35						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C43	168	16.75	29.47	85.85	77.01
	T44	835	83.25	1.77	25.63	22.99
	Total	1003	100		111.47	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 15	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.60	
1	500				8.56	
7				2000	9.98	
17		150				
20			30		9.75	آغاز كف گيري
23			30		8.75	
29			30			
34						پايان كف گيري
35		50			9.34	
35-40					9.22	كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C45	194	19.76	30.00	103.07	93.42
	T46	788	80.24	0.52	7.26	6.58
	Total	982	100		110.33	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 16	Particle Size(μm): 190
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0				2000		
6					10.16	
10		150				
13			30		9.44	
14						آغاز كف گيري
16			30			
22			30			
29						پايان كف گيري
29		50				
29-34						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C47	148	14.74	29.66	76.04	68.67
	T48	856	85.26	2.34	34.70	31.33
	Total	1004	100		110.73	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 17	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C: Pine Oil		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.57	
1				2000		
6					9.97	
10		150				
13			30		9.72	
14						آغاز كف گيري
17			30			
22			30			
29						پايان كف گيري
29		50				
29-34						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C49	140	15.27	35.56	94.42	82.49
	T50	777	84.73	1.36	20.04	17.51
	Total	917	100		114.46	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 18	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.52	
1				2000		
6					9.92	
11		150				
14			30		9.65	
15-30						كف گيري
30		50				
30-35						كف گيري مجدد
0-2						آماده سازي
2-28						شستشو

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	T51	795	78.71	2.04	27.93	27.95
	C52	99	9.80	35.46	60.45	60.50
	T53	116	11.49	5.78	11.55	11.55
	Total	1010	100		99.92	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 19	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:Aerofloat65		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.16	
1				2000		
6					9.81	
11		150				
14			30		9.50	
15						آغاز كف گيري
27			30			
30		50				پايان كف گيري
30-35						كف گيري مجدد
0-2						آماده سازي
2-28						شستشوي اول
1.45						شستشوي دوم

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	T54	819	78.52	0.81	11.06	11.36
	T55	100	9.59	4.08	6.80	6.99
	C56	87	8.34	52.38	75.99	78.03
	T57	37	3.55	5.73	3.54	3.63
	Total	1043	100		97.39	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 20	Particle Size(μm): 105
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C: Aerofloat65		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.30	
1				2000		
6					9.70	
11		150				
14			30		9.48	
15-25						كف گيري
25		50				
25-27						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C58	182	18.16	26.12	82.51	75.51
	T59	820	81.84	1.88	26.76	24.49
	Total	1002	100		109.27	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 20	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C: Aerofloat65		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.43	
1				2000		
6					9.83	
11		150				
14			30		9.46	
16.5-26.5						كف گيري
27		50				
27-29.30						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C60	148	14.79	25.24	64.90	74.23
	T61	853	85.21	1.52	22.53	25.77
	Total	1001	100		87.43	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 22	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.95	
2-4				2000	10.30	
8.00		150				
9.30			30			
9.30-25.30						كف گيري
25.30		50				
25-30						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C62	153	14.80	35.33	90.92	92.33
	T63	881	85.20	0.51	7.56	7.67
	Total	1034	100		98.47	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 23	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.56	
2-4				2000	10.10	
8		150				
9.30			30			
9.30-25.30						كف گيري
25.30		50				
25-30						كف گيري مجدد
30				1000		
35		50			10.20	
36.3			30			
36.30-41						كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C64	143	14.24	33.72	83.53	94.04
	C65	38	3.78	1.11	0.73	0.82
	T66	823	81.97	0.32	4.56	5.14
	Total	1004	100		88.82	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no:24	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s	
B: AXK		
C: MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.56	
2-4				1000	10.47	
8		150				
9.30			30			
9.30-25.30						كف گيري
25.30		50				
25-30						كف گيري مجدد
30				1000		
35		50			10.20	
36.30			30			
36.30-44						كف گيري
44			30			
44-47						كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C67	117	11.60	32.03	64.59	68.87
	C68	56	5.55	23.53	22.71	24.22
	T69	836	82.85	0.45	6.48	6.91
	Total	1009	100		93.79	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 25	Particle Size(μm): 130
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.56	
2-4				2000	10.16	
8		150				
9.30			60			
9.30-25.30						كف گيري
25.30		50				
25.30-34						كف گيري مجدد
0-1						آماده سازي
1-8						شستشوي اول
3.30						شستشوي دوم

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	T70	793	79.14	0.31	4.27	4.79
	T71	98	9.78	7.70	13.10	14.70
	C72	52	5.19	50.40	45.49	51.05
	T73	59	5.89	25.63	26.25	29.46
	Total	1002	100		89.10	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 26	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%):37%	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.96	
2-4				2000	10.46	
8-9		150			10.53	
10			30			
11.30-26.30					10.34	كف گيري
26.30		50			9.74	
27.30-34.30						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C74	93	9.17	19.21	75.62	88.99
	T75	921	90.83	0.24	9.36	11.01
	Total	1014	100		84.97	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 27	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.98	
2.30-4.30				2000	10.7	
8.30		200			10.53	
10			30			
11.30-20					10.34	كف گيري
21.30		100			9.74	
21.30-26.30						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C76	129	12.93	14.73	81.72	88.65
	T77	869	87.07	0.28	10.46	11.35
	Total	998	100		92.18	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 28	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(1500gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.96	
2-4				1500	10.14	
8		150				
10			30			
11.30-26.30					9.33	كف گيري
26.30		50			8.81	
27.30-32.30						كف گيري مجدد

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C78	121	11.75	12.36	62.32	83.72
	T79	909	88.25	0.32	12.12	16.28
	Total	1030	100		74.44	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 29	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.88	
2-3	320				9.7	
3		150				
5			30			
6-10					9.15	كف گيري گالن
10.30-12.30				2000	9.74	
16.3		160				
17.30-27.30						كف گيري سروزيت

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C80	33	3.28	32.55	45.87	52.43
	C81	103	10.25	6.93	30.48	34.84
	T82	869	86.47	0.30	11.13	12.73
	Total	1005	100		87.49	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no:30	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: NaOH	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Eh	Remarks
1					7.88	-45.7	
2-4				1000	9.93	-154	
5		100			9.59	-138	
5.30			30				
6-9							كف گيري
9-11				250	9.89		
12		50			9.85	-154	
13-16							كف گيري
16-18				250	9.93		
19		50			9.94	-160	
20-23							كف گيري
23				250	9.73		
26		50					
27-30							كف گيري
30-32				250	9.98	-165	
33		50					
34-37							كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C83	197	19.37	8.37	69.58	88.55
	T84	820	80.63	0.26	9.00	11.45
	Total	1017	100		78.58	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 31	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3(500gr/ton)	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.79	
1	500				8.57	
7-9				2000	10.34	
13		150				
15			30			
16.31						كف گيري
31		50				
34-42						كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C85	153	15.18	12.40	80.78	94.07
	T86	855	84.82	0.14	5.10	5.93
	Total	1008	100		85.88	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 32	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: H2SO4(5%)	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					7.97	
2-4				2000	10.34	
6	350				9.55	
7	50				9.42	
8	50				9.33	
9	100				9.02	
10	50				8.83	
10.30		150				
12.30			30			
12.30-27.30					8.96	كف گيري
27.30		50			8.64	
38.30-34.30						كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C87	147	14.51	12.95	80.65	91.28
	T88	866	85.49	0.21	7.70	8.72
	Total	1013	100		88.36	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 33	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A:	D: Na2s(3000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
1					8.01	
2-4				2000	10.25	
8-9		150			10.20	
10			30			
11-26						
26.30		50				
27.30-34.30						كف گيري
34.30				1000		
40		50				
42			30			
42-45						كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C89	127	12.61	13.75	74.43	86.87
	T90	880	87.39	0.30	11.25	13.13
	Total	1007	100		85.68	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 34	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3(5%)	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK	E: H2SO4(5%)	
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
0						8.16	
1-4	500					8.89	
7-9				2000		10.18	
10.30					350	9.22	
11					200	9.02	
11.30					200	8.80	
14.30		150					
16.30			30				
17						9	آغاز كف گيري
19.30			30				
29							پايان كف گيري
29.30		50					
31-36							كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C91	102	9.90	18.65	79.27	74.82
	T92	928	90.10	0.69	26.68	25.18
	Total	1030	100		105.95	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 35	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3(5%)	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK	E: H2SO4(5%)	
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
0						7.98	
1.30	750						
7-9				2000		10.17	
10.30					750	8.83	
14		150					
16			60				
17-19							كف گيري
29		50					
31-36							كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C93	102	10.43	16.31	73.01	66.66
	T94	876	89.57	0.95	36.52	33.34
	Total	978	100		109.53	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 36	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3(5%)	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK	E: H2SO4(5%)	
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
0						7.70	
1	500					8.74	
7-9				2000		9.78	
9.00					650	8.45	
10		150				8.53	
12			30				
12-27							كف گيري
27		50	30				
28-33							كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C95	128	12.70	9.61	52.37	27.53
	T96	880	87.30	3.68	137.88	72.47
	Total	1008	100		190.26	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 37	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 21.5%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3(5%)	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK	E: H2SO4(5%)	
C:pine oil		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	E	pH	Remarks
0						8.14	
1-4	500					8.80	
7-9				2000		9.88	
10.30					650	8.83	
13		150					
15			30				
16-25.30							كف گيري
26		50					
26-31							كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C97	109	11.12	17.99	85.88	81.53
	T98	871	88.88	0.51	19.45	18.47
	Total	980	100		105.33	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 38	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.75	
1	500					
7-9				2000	10.33	
13		150				
15			30		10.38	
16-31						كف گيري
31		50				
34-43						كف گيري مجدد
0-1						آماده سازي
1-5						شستشوي اول

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	T99	813	82.12	0.27	9.52	12.32
	C100	33	3.33	39.39	56.35	72.97
	T101	144	14.55	1.82	11.36	14.71
	Total	990	100		77.23	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 38	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.90	
1	500					
7-9				2000	10.34	
13		150				
15			30		10.38	
16-31						كف گيري
31		50				
34-43						كف گيري مجدد
0-1						آماده سازي
1-6						شستشوي اول
0-1						آماده سازي
1-5						شستشوي دوم

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	T102	883	86.06	0.27	9.97	11.55
	T103	100	9.75	1.20	5.02	5.81
	C104	27	2.63	57.33	64.75	75.00
	T105	16	1.56	9.84	6.59	7.63
	Total	1026	100		86.33	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 40	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.81	
1	500				8.47	
7-9				2000	10.14	
13		150				
15			30			
16-31						كف گيري
31		50				
34-43						كف گيري مجدد
0-1						آماده سازي
1-7						شستشوي اول
0-1						آماده سازي
1-6						شستشوي دوم
0-1						آماده سازي
1-4						شستشوي سوم

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	T106	870	84.80	0.28	10.19	10.03
	T107	111	10.82	1.59	7.38	7.27
	T108	21	2.05	30.16	26.49	26.09
	C109	14	1.36	69.42	40.65	40.03
	T110	10	0.97	40.26	16.84	16.58
	Total	1026	100		101.56	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no: 41	Particle Size(μm): 170
Weight (gr): 1kg	Solids(%):37%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3(5%)	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:Pine Oil		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Remarks
0					7.96	
1	500				8.57	
7-9				2000	10.24	
13		150				
15			30			
16-31						كف گيري
31						
34-43						كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight (gr)	Weight (%)	Assay Pb	Recovery lab.	Recovery cal.
	C111	115	11.30	18.65	90.42	90.48
	T112	903	88.70	0.25	9.52	9.52
	Total	1018	100		99.94	100

FLOTATION DATASHEET

A. SPECIFICATIONS

Sample no:	Test no:42	Particle Size(μm):170
Weight (gr): 1kg	Solids(%): 37%	
Chemical Reagents:		
A: Na2SiO3	D: Na2s(2000gr/ton)	
B:AXK		
C:MIBC		

B. PROCEDURE

Time (min)	A	B	C	D	pH	Eh	Remarks
0					7.81		
1	500						
7-9				1000	9.54		
10		60					
10.30			30				
11-14					9.33		كف گيري
14-16				250	9.56	-139	
17		50					
18-21							كف گيري
21-23				250	9.53	-138	
24		30					
25-28							كف گيري
28				250	9.58	-143	
31		30					
32-35							كف گيري
35-37				250	9.66	-146	
38		30					
39-42							كف گيري

دوز كليه مواد مصرفي گرم بر تن است.

C. RESULTS

No.	Product	Weight	Weight	Assay	Recovery	
		(gr)	(%)	Pb	lab.	cal.
	C113	123	12.11	14.72	76.48	77.76
	T114	893	87.89	0.58	21.88	22.24
	Total	1016	100		98.36	100

منابع و مراجع:

۱. کریم پور، م و سعادت، س. ۱۳۸۵، *زمین شناسی اقتصادی کاربردی*، نشر مشهد.

۲. عرفانی، ح. ۱۳۷۴، *زمین شناسی اقتصادی کانسارها*، موسسه انتشارات و چاپ دانشگاه تهران.

۳. کریمی، ص. ۱۳۸۵، *بررسی علل افت بازیابی گالن در مدار فلوتاسیون سرب کارخانه لکان*، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده فنی دانشگاه تهران.

۴. بخش اکتشاف شرکت مجتمع نگین معادن احیا، مهر ۸۶، *گزارش بازدید از معدن سرب چنگرزه نطنز*

۵. نعمت اللهی، ح. ۱۳۸۱، *کانه آرایی*، انتشارات دانشگاه تهران، جلد اول و دوم، چاپ سوم.

۶. رضایی، ب. ۱۳۷۷. *تکنولوژی فرآوری مواد معدنی (پر عیارسازی ثقلی)*، دانشگاه هرمزگان.

7. http://minerals.usgs.gov/minerals
8. http://www.ngdir.ir/minemineral
9. Hartman, H.L. 1992. *SME Mining Engineering Handbook on CD-ROM*, 2nd Edition, Volume 2, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc. Littletown, Colorado.
10. Gupta, A.G., Yan, D.S. 2006. *Mineral Processing Design and Operation*, Perth, Australia.
11. Weiss, N.L. 1985. "S.M.E. Mineral Processing Handbook", Society of Mining Engineers, AIMM, New York, Volume 2.
12. American Cyanamid Company.1989. *Mining Chemicals Handbook*.
13. Rausch, D.O., Mariacher, B.C. 1970. *AIME World Symposium on Mining & Metallurgy of Lead & Zinc*, volume 1, AIME, New York.
14. Herrera-Urbina, R., Sotillo, F.J. and Fuerstenau, D.W. 1998. *Amyl xanthate uptake by natural and sulfide-treated cerussite and galena*, Int. J. Miner. Process. 55: 113–128.

15. Herrera-Urbina, R., Sotillo, F.J. and Fuerstenau, D.W. 1999. *Effect of sodium sulfide additions on the pulp potential and amyl xanthate flotation of cerussite and galena*, Int. J. Miner. Process. 55: 157-170.
16. Seke, M.D. 2005. *Optimisation of the selective flotation of galena and sphalerite at Rosh Pinah Mine*, Doctorial thesis, university of Pretoria.

Abstract

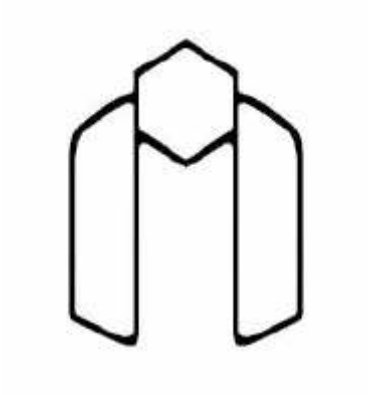
Due to completion of high grade reserves and increase of lead price as a result of increase of industries demand for lead, low grade reserves of lead become more favorable. One of these low grade lead reserves is Changarze lead mine which is located in Natanz city of Iran. In this study, possibility of concentration of this ore was examined and lastly suitable methods for this aim were studied. For concentrating of lead ores and due to physical and mineralogical characteristics, gravity concentration and flotation was accepted and used as the most efficient methods. Jig and shaking table was used for gravity concentration tests. By mineralogical tests, lead minerals of ore were recognized as galena and cerussite. Moreover, 85-90% of galena was liberated in 212 microns. According to atomic absorption analyses, the ore contained 2.33% Pb.

Gigging test results were not suitable, as the highest obtained grade was about 33% which is far from acceptable grade.

In shaking table, some rather good results were gained: after one stage of cleaning, grade of concentrate reached to 45%. So grade of 50% and more would be possible after 2 stages of cleaning.

In flotation tests, using KAX as collector, Na_2S as sulfidization reagent, MIBC as frother and sodium silicate as dispersion reagent, optimum parameters were investigated. After roughing and three stages of cleaning, a concentrate of nearly 70% Pb was obtained.

Keyword: low grade lead, galena, cerussite, gravity concentration, flotation.



Shahrood University of Technology

Faculty of Mining, Petroleum &Geophysics

Department of Exploitation

Processing of Low Grade Lead Ores

Hayedeh Hodjatoleslami

Supervisors:

Dr. Seyed Ziadin Shafaei

Dr. Mohmmad Noparast

September 2008