دانشگاه تهران

پردیس دانشکده‌های فنی

دانشکده مهندسی معدن

عنوان:

بررسی فرآوری نمونه کم عیار اکسیده روی معدن گوشفیل

نگارش:

امیر خیرآبادی

استاد راهنما:

دکتر محمد نوع‌پرست

استاد مشاور:

دکتر سهیلا اصلانی

۱۳۸۷ /۲/ ۱۹۱

پایان نامه جهت دریافت درجه کارشناسی ارشد در رشته

مهندسی اکتشاف معدن

بهمن ۱۳۸۶

۴۶۷۱۴

دانشکده فنی

تعهد نامه اصالت اثر

اینجانب ..... امیر خیرآبادی ..... تایید می کنم که مطالب مندرج در این پایان نامه/ رساله حاصل کار پژوهشی اینجانب است و به دستاوردهای پژوهشی دیگران که در این نوشته از آنها استفاده شده است مطابق مقررات ارجاع گردیده است. این پایان نامه/ رساله قبلاً برای احراز هیچ مدرک هم سطح یا بالاتر ارائه نشده است.

کلیه حقوق مادی و معنوی این اثر متعلق به پردیس دانشکده های فنی دانشگاه تهران می باشد.

۱۳۸۷ / ۲ / ۱۱

نام و نام خانوادگی دانشجو: امیر خیرآبادی

امضای دانشجو

تقدیم به

پدر عزیز

و

مادر مهربانم

در اینجا بر خود واجب می دانم که از تمامی اساتید دانشکده معدن دانشگاه تهران به خصوص جناب آقای دکتر نوع پرست که انجام این پایان نامه بدون راهنمایی های ایشان مقدور نبود و سرکار خانم دکتر اصلانی به خاطر کمک های ایشان در بخش های مختلف تشکر کنم.

از دوست عزیزم مهندس فرهمند به خاطر کمک هایشان در انجام پایان نامه و تعریف پروژه به کمک مسئولین معدن، از آقای مهندس قربانی و مهندس دهقان و تمامی کسانی که در آزمایشگاه کانه آرایی از کمک هایشان استفاده نمودم، کمال قدردانی را دارم. از مسئولین و کارکنان معدن باما که امکانات لازم جهت انجام این پروژه را فراهم کردند نیز صمیمانه متشکرم.

امیر خیرآبادی

بهمن ۱۳۸۶

چکیده

با توجه به اینکه در معدن گوشفیل دپوی دو میلیون تنی با عیار روی ۸ درصد به صورت کربناته و عیار سرب ۲درصد و آهن با عیار ۱۰-۱۲ درصد به صورت هماتیت و لیمونیت وجود دارد و با توجه به افزایش قیمت جهانی روی و اقتصادی شدن استخراج و فرآوری ذخایر با عیار پایین تر در معدن گوشفیل، به نظر می رسد فرآوری ذخیره کم عیار اکسیده منجر به تولید کنسانتره روی با صرفه اقتصادی شود. در سال های اخیر مطالعات زیادی برای فراوری کانه های اکسیده سرب و روی مخصوصا با استفاده از روش فلوتاسیون انجام شده‌است.

بررسی‌های کانی‌شناسی بر روی نمونه بدست آمده از دپوی باطله نشان می‌دهد که کانیهای اصلی شامل کوارتز، کلسیت، دولومیت و باریت، اکسیدهای آهن مانند گوتیت و هماتیت و کانه‌های سرب و روی مانند: اسمیت‌زونیت، سروزیت، گالن واسفالریت است. از نظر درجه آزادی کانی‌های اکسید و هیدروکسیدآهن در همه ابعاد با اسمیت‌زونیت ارتباط نزدیکی دارند و در ابعاد خیلی ریز نیز به صورت درصدی درگیر با این کانی آمده است. بدلیل شکننده بودن کانی‌های دولومیت و کلسیت و کانی‌های سیلیکاته، مقادیر زیادی نرمه در هنگام خردایش کانسنگ برای آزاد شدن اسمیت‌زونیت تولید می‌شود. این موضوع در نحوه خردایش نمونه و درجه آزادی مورد نظر اسمیت‌زونیت بسیار حائز اهمیت می‌باشد.

آزمایش های مختلف جهت فلوتاسیون کانه های اکسیده سرب و روی انجام شده است و در این آزمایش‌ها اثر مواد شیمیایی مختلف برای فلوتاسیون این کانه‌ها بررسی شد و در نهایت مشخص شد که که کانه‌های سرب در **pH**های ۹/۵ و ۱۱/۵ قابلیت فلوته شدن دارند که به نظر می‌رسد به علت وجود دو یا چند نوع کانه سرب باشد. از نظر خردایش وقتی که ذرات ابعاد ریزتر از۱۰۰ میکرون دارند، بهترین نتیجه حاصل شد، ولی در این اندازه هم ذرات با محدوده ابعادی ۳۷-۵۳ میکرون بهتر بازیابی شدند. استفاده از مقادیر مختلف ۴۰۰۰، ۶۰۰۰، ۸۰۰۰ گرم بر تن از سولفید سدیم برای سولفوره کردن سطح کانه‌های اکسیده نشان داد که با افزایش سولفوراسیون بازیابی و عیار به آرامی افزایش یافت. شرایط مشابهی را استفاده از مقادیر ۲۰۰و۳۰۰ گرم برتن از گزنتات پتاسیم به عنوان کلکتور وجود داشت. با استفاده از کلکتورهای مختلف برای فلوتاسیون روی بازیابی فلوتاسیون روی پایین بوده و قسمت اعظم روی موجود بازیابی نگردید و در بهترین حالت با استفاده از آرماک-تی به عنوان کلکتور بازیابی به ۲۷٪ رسید. از این رو فرآیند فلوتاسیون برای بازیابی روی مناسب نبود، ولی در مورد سرب در نهایت می توان به بازیابی در حدود ۷۰٪ سرب با عیار بیش از ۴۰٪ رسید.

پس از فلوتاسیون کانه‌های سرب بر روی باطله حاصل که دارای کانه‌های روی است آزمایش‌های لیچینگ با استفاده از روش طراحی آزمایش انجام شد و نتایج آن نشان می‌دهد که **pH** موثرترین پارامتر در فرایند انحلال کانه‌های اکسیده سرب و روی است و پارامترهای دما و زمان از اهمیت کمتری برخوردارند و درصد جامد یا غلظت پالپ اثر معنی‌داری بر روی این فرایند ندارد.نهایتاً در بهترین حالت می توان ۹۰٪ از روی خوراک را که باطله فلوتاسیون است را بازیابی کرد و در نهایت عیار روی در باطله به حدود یک درصد و مقدار روی موجود در محلول حدود ۱۸ گرم در لیتر می رسد.و با ستفاده از ترکیب دو روش فلوتاسیون و لیچینگ نهایت می‌توان ۸۸٪ از کل روی موجود در خوراک اولیه و ۷۰ ٪ از سرب را بازیابی کرد.

فصل اول: کلیات

۱-مقدمه ۳

۲- موقعیت جغرافیایی ۴

۳- زمین‌شناسی و کانی‌شناسی ۵

۳-۱- زمین‌شناسی عمومی ۵

۳-۲- کانی‌شناسی ۶

۳-۳- ژنز کانسار ۷

۴- ذخیره و عیار معادن ایرانکوه ۸

۴-۱- معادن کلاه دروازه و گودزندان ۸

۴-۲- معدن تپه سرخ ۸

۵- واحدهای فرآوری کارخانه سرب و روی ایرانکوه ۹

۵-۱- واحد سنگ شکنی ۹

۵-۳- واحد واسطه سنگین ۱۱

۵-۴- واحد فلوتاسیون ۱۲

۵-۴-۱- خط فلوتاسیون اکسیده ۱۳

۵-۴-۲- خط فلوتاسیون سولفوره ۱۵

۵-۵- واحد کلسیناسیون ۱۷

۵-۶- سد باطله ۱۸

۶- مطالعات گذشته برای فلوتاسیون کانه‌های اکسیده روی ۱۸

۷- مطالعات گذشته برای فلوتاسیون کانه‌های اکسیده روی در ایران ۲۰

فصل دوم: نمونه برداری و آماده سازی نمونه

۱-برداشت و آماده سازی نمونه معرف ۲۵

۲- کانی‌شناسی ۲۹

۳- مطالعات درجه آزادی ۳۰

۴- اندازه گیری قابلیت خرد شدن مواد ۳۴
۵- محاسبه زمان بهینه خردایش ۳۷
فصل سوم: فلوتاسیون
۱-مقدمه ۴۱
۲- فلوتاسیون کانی‌های سولفوره سرب و روی ۴۲
۳- فلوتاسیون کانی‌های اکسیده سرب و روی ۴۲
۳-۱- فلوتاسیون با گرنتاتها: ۴۴
۳-۲- فلوتاسیون با کلکتورهای آنیونیک (اسیدها چرب): ۴۵
۳-۳- فلوتاسیون با کلکتورهای کاتیونیک (آمینها) ۴۶
۴- نحوه انجام آزمایش‌ها ۴۷
۵- بررسی اثر پارامترهای مختلف بر فلوتاسیون کانه‌های اکسیدی سرب و روی ۴۸
۵-۱- تاثیر خردایش و دانه بندی (ابعاد ذرات) ۴۸
۵-۲- تاثیر pH پالپ بر روی فلوتاسیون کانه‌های سرب و روی ۵۰
۵-۳- تاثیر مصرف سیلیکات سدیم ۵۱
۵-۴- تاثیر میزان مصرف سولفید سدیم ۵۳
۵-۵- تاثیر میزان مصرف کلکتور ۵۴
۵-۶- تاثیر میزان مصرف سیانورسدیم ۵۵
۶- نتیجه گیری ۵۶
فصل چهارم: لیچینگ
۱- مقدمه ۵۹
۲- فرآیند انحلال کانه‌های روی ۵۹
۳- عوامل موثر بر لیچینگ ۶۱
۴- روش انجام آزمایش‌ها ۶۲
۴-۱- روش طراحی آزمایش ۶۲

۴-۲- روش‌های عملی در آزمایشگاه..... ۶۴

۵- بررسی اولیه پارامترهای موثر بر لیچینگ ۶۵

۵-۱ بهینه‌سازی پارامترهای مدل ۷۱

۶- بررسی سطح پاسخ برای پارامترهای مختلف..... ۷۳

۶-۱- بررسی اثر پارامترهای مختلف ۷۷

۶-۲- بهینه سازی پارامترهای لیچینگ ۸۰

فصل پنجم: نتیجه گیری و پیشنهادات

۱- نتیجه گیری..... ۸۳

۲- پیشنهادات..... ۸۴

منابع و مراجع

فهرست اشکال و جداول

جدول ۱-۱: کانی‌های رایج اقتصادی روی..... ۳

شکل ۱-۱: موقعیت جغرافیایی و راه دسترسی به معدن و کارخانه..... ۵

جدول ۱-۲: مقدار ذخیره وعیار معدن تپه سرخ..... ۹

جدول ۱-۳: مقدار ذخیره وعیار معدن گوشفیل ۹

شکل ۱-۲: مدار خردایش کارخانه باما..... ۱۲

شکل ۱-۳: مدار فلوتاسیون کارخانه باما ۱۳

جدول۱-۴: نوع و نقش مواد شیمیایی مورد استفاده در مسیر فلوتاسیون اکسیده ۱۵

جدول۱-۵: نوع و نقش مواد شیمیایی مورد استفاده در مسیر فلوتاسیون سولفوره..... ۱۷

جدول ۱-۵: میزان مواد مصرفی در مراحل مختلف فلوتاسیون نمونه اکسیده روی معدن کلاه دروازه ۲۱

جدول ۱-۶: میزان مواد مصرفی در مراحل مختلف فلوتاسیون نمونه اکسیده روی معدن کلاه دروازه انجام شده توسط سازمان زمین شناسی..... ۲۲

جدول۲-۱: نتیجه تجزیه سرندی محصول سنگ‌شکن فکی اولیه..... ۲۶

شکل ۲-۱: منحنی دانه بندی محصول سنگ شکن فکی اولیه..... ۲۶

جدول۲-۲: نتیجه تجزیه سرندی محصول سنگ‌شکن فکی ثانویه..... ۲۷

شکل ۲-۲- منحنی دانه بندی محصول سنگ شکن فکی ثانویه..... ۲۷

جدول۲-۳: نتیجه تجزیه سرندی محصول سنگ‌شکن فکی ثانویه..... ۲۸

شکل ۲-۳: منحنی دانه بندی محصول سنگ شکن غلطکی..... ۲۸

شکل ۲-۴: نتیجه آنالیز XRD..... ۲۹

شکل ۲-۵: یک قطعه پیریت در گیر با کوارتز..... ۳۰

شکل۲-۶: یک قطعه اسمیت زونیت که در داخل اکسیدهای آهن درگیر است..... ۳۱

شکل۲-۷: یک قطعه بزرگ اسمیت زونیت ابعاد ۵۰۰-۸۵۰ میکرون آزاد شده‌است..... ۳۲

شکل ۲-۸: کانی‌های گالن و اسفالریت به صورت درگیر با یکدیگر..... ۳۲

شکل۲-۹: اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن..... ۳۲

شکل ۲-۱۰: قطعات کانی اسمیت زونیت به صورت آزاد در نمونه ای با ابعاد ۲۱۲تا۳۰۰ میکرون..... ۳۳

شکل ۲-۱۱: قطعات کانی اسمیت زونیت به صورت آزاد در نمونه ای با ابعاد ۱۵۰تا۲۱۲ میکرون..... ۳۳

شکل ۲-۱۲: قطعات کانی اسمیت زونیت به صورت آزاد در نمونه ای با ابعاد ۷۵تا۱۵۰ میکرون..... ۳۳

جدول ۲-۱: نتایج اندازه گیری مقدار اندیس کار توسط آسیای گلوله ای باند..... ۳۶

جدول ۲-۲: نتاج تجزیه سرندی نمونه در زمان‌های خردایش متفاوت..... ۳۷

شکل ۲-۱۳: نمودار منحنی دانه بندی نمونه با زمان‌های خردایش ۸، ۱۰، ۱۲، ۱۵ دقیقه..... ۳۹

جدول ۲-۳: اندازه d_{80} در زمان‌های خردایش متفاوت..... ۳۹

جدول ۳-۱: مواد شیمیایی مورد استفاده در آزمایش‌های فلوتاسیون..... ۴۷

شکل ۳-۱ تغییرات بازیابی‌و عیار سرب و روی نسبت به زمان خردایش..... ۴۸

شکل ۳-۲: تغییرات عیار و بازیابی سرب و روی با نرمه گیری خوراک فلوتاسیون..... ۴۹

شکل۳-۳: عیار سرب و روی در فراکسیون‌های مختلف..... ۵۰

شکل ۳-۴: تغییرات عیار، بازیابی و بازیابی کل سرب نسبت به تغییرات pH..... ۵۱

شکل ۳-۵: تغییرات عیار، بازیابی و بازیابی کل روی نسبت به تغییرات pH..... ۵۱

شکل ۳-۶: تغییرات بازیابی عیار سرب و روی بر حسب مقدار سیلیکات سدیم افزوده شده در مرحله آماده سازی..۵۲

شکل ۳-۷: تغییرات بازیابی و عیار سرب و روی بر حسب مقدار سیلیکات سدیم افزوده شده در مرحله آماده سازی با استفاده از آرماک-تی به عنوان کلکتور..... ۵۳

شکل ۳-۸ تغییرات عیا و بازیابی سرب و روی برحسب مقدار سولفید سدیم استفاده شده..... ۵۴

شکل ۳-۹ تغییرات عیار و بازیابی بر حسب مقدار گزنتات استفاده شده..... ۵۴

شکل ۳-۱۰ تغییرات عیار و بازیابی سرب و روی بر حسب مقدار کلکتور آرماک-تی..... ۵۵

شکل ۳-۱۱: تغییرات عیار و بازیابی سرب و روی بر حسب مقدار سیانور استفاده شده..... ۵۶

شکل ۴-۱: نمودار بازیابی روی در باطله نسبت به عیار آن..... ۶۶

جدول ۴-۱: پارامترهای موثر در لیچینگ به همراه نتایج آزمایش‌ها..... ۶۷

شکل۴-۲: پارامتر های موثر بر بازیابی روی بر اساس تجزیه و تحلیل نتایج آزمایش‌ها..... ۶۸

جدول۴-۲: آنالیز واریانس برای مدل و پارامترها..... ۶۸

شکل ۴-۳: مقادیر باقیمانده از مدل بدست آمده (که توزیع نرمال نشان می‌دهند)..... ۶۹

شکل۴-۴: تاثیر پارامترهای مختلف بر میزان بازیابی روی در باطله به عنوان پاسخ مورد نظر..... ۷۰

شکل۴-۴: خط برازش شده به مقادیر مدل بر حسب مقادیر واقعی..... ۷۱

شکل ۴-۵: شرایط بهینه برای رسیدن به حداقل روی در باطله با شرط حداکثر درصد جامد..... ۷۲

شکل ۴-۶: شرایط بهینه برای رسیدن به حداقل روی در باطله با شرط حداکثر درصد جامد و حداقل دما..... ۷۳

شکل ۴-۵: شرایط بهینه برای رسیدن به حداقل روی در باطله با شرط حداکثر درصد جامد و حداکثر pH در بازه ۱تا۲..... ۷۳

جدول ۴-۳: نتایج آزمایش‌ها طراحی شده به روش Centeral Composite..... ۷۴

جدول ۴-۳: نتایج آنالیز ANOVA ۷۵

شکل ۴-۶: نتایج بدست آمده از مدل برحسب مقادیر واقعی نتایج آزمایش‌ها ۷۷

شکل۴-۷: اثر پارامترهای مختلف بر بازیابی روی در باطله ۷۸

شکل ۴-۷ : منحنی تغییرات بازیابی روی در باطله بر حسب pH و دما ۷۹

شکل ۴-۸ : منحنی تغییرات بازیابی روی در باطله بر حسب زمان و دما pH=۲/۰ ..... ۷۹

شکل ۴-۸ : منحنی تغییرات بازیابی روی در باطله بر حسب زمان و دما در pH=۲/۵ ..... ۸۰

شکل ۴-۹: مقادیر بهینه پارامترهای آزمایش با شرایط بازیابی ۱۰٪ و حداکثر pH ۸۱

شکل ۴-۱۰: مقادیر بهینه پارامترهای آزمایش با شرایط بازیابی ۹۰٪ و حداقل زمان ۸۱

شکل ۵-۱: نمودار عیار و بازیابی نهایی بدست آمده در آزمایش های فلوتاسیون و لیچینگ ۸۴

فصل اول

کلیات

۱- مقدمه

عنصر روی سومین فلز غیرآهنی پرمصرف جهان است و فلزی به رنگ خاکستری مایل به سفید با وزن مخصوص ۱۳/۷ گرم بر سانتیمتر مکعب و نقطه ذوب ۴۱۹ درجه سانتیگراد می‌باشد. روی در طبیعت اغلب به صورت سولفید یافت می‌شود، اما در نواحی خاصی ذخایر اکسیدی، کربناتی، سیلیکاتی آن نیز قابل توجه می‌باشند. بر اساس آمار موجود سالانه حدود ۸ میلیون تن فلز روی در جهان تولید می‌شود که ۷/۶ میلیون تن آن از منابع اولیه و بقیه از منابع ثانویه به دست می آیند. ایران با تولید کمتر از ۰/۵ درصد از تولید جهانی را مقام بیست و سوم را در تولید روی از منابع اولیه دارد. به طور کلی فرآیندهای تولید روی به دو دسته پیرومتالورژی و هیدرومتالورژی تقسیم می‌شوند که حدود ۸۳ درصد از روی تولیدی از منابع اولیه و با استفاده از فرآیندهای هیدرومتالورژی تولید می‌شوند. کانی‌های دارای ارزش تجاری روی همراه با درصد روی در آن‌ها در جدول ۱-۱ آورده شده اند.

جدول ۱-۱: کانی‌های رایج اقتصادی روی [۱]

نام کانی	فرمول شیمیایی	درصد روی
اسفالریت (بلند، ورتزیت)	ZnS	۶۷
همی مورفیت (کالامین)	$Zn_4Si_2O_7(OH)_2.H_2O$	۵۴/۲
اسمیت زونیت	$ZnCO_3$	۵۲
هیدروزینکیت	$Zn_5(OH)_6(CO_3)_2$	۵۶
زینکیت	ZnO	۸۰
ویلمیت	Zn_2SiO_3	۵۸/۵
فرانکلینیت	$(Zn,Fe,Mn)(Fe,Mn)_2O_4$	۱۵-۲۰

در کشور ما بیشتر روی تولیدی در حال حاضر از منابع معدنی اکسیده تامین می‌شود. برزیل، نامیبیا، ایران، استرالیا کشورهایی هستند که تولید کنسانتره روی از منابع اکسیدی در آنها انجام می‌شود. پیش‌بینی می‌شود با توجه به وجود ذخایر عظیم روی در ایران صنعت تولید روی در کشورگسترش یابد و با توجه به بهای انرژی، مسایل زیست محیطی و دانش فنی، به احتمال قوی در آینده ایران از

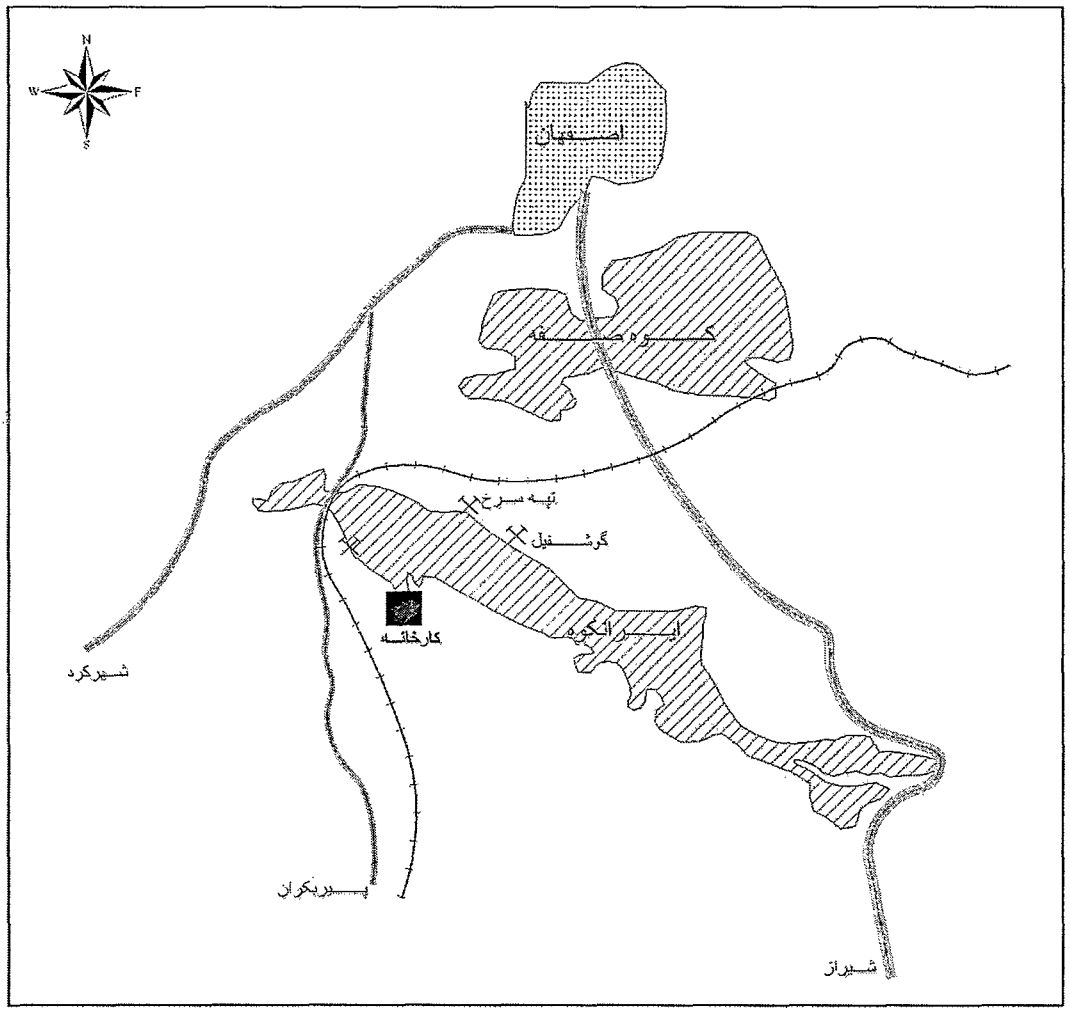
کشورهای صادر کننده روی خواهد بود. از سوی دیگر با توجه به فن آوری‌های نوین استحصال روی از کنسانتره‌های اکسیدی (که مهمترین آنها روش‌های انحلال و هیدرومتالورژی است)، امید می‌رود که تولید روی در صورت احداث واحدهای فرآوری جدید افزایش یابد.

با توجه به اینکه در معدن گوشفیل دپوی دو میلیون تنی با عیار روی ۸ درصد به صورت کربناته و عیار سرب ۲ درصد و آهن با عیار ۱۰-۱۲ درصد به صورت هماتیت و لیمونیت وجود دارد و این دپو باطله حاصل از استخراج این معدن طی سالیان گذشته بوده و به علت پایین بودن عیار و همچنین نوع ذخیره که اکسیده است امکان فرآوری این مواد معدنی استخراجی به صورت اقتصادی وجود نداشته است. با توجه به افزایش قیمت جهانی روی و اقتصادی شدن استخراج و فرآوری ذخایر با عیار پایین تر ، به نظر می رسد فرآوری ذخیره کم عیار اکسیده معدن گوشفیل منجر به تولید کنسانتره روی با صرفه اقتصادی شود. بنابراین یافتن روش فرآوری مناسب برای ذخایر کم عیار و اکسیده موجب تولید سود بیشتر برای این شرکت شود همچنین از هدر رفتن منابع معدنی جلوگیری می‌کند. با توجه به اینکه بر روی ماده معدنی موجود قبلاً عملیات اکتشاف و استخراج صورت گرفته است بخشی از هزینه اولیه پرداخت شده است، از طرفی کارخانه فرآوری برای سرب و روی در محدوده معدنی موجود است پس هزینه سرمایه گذاری اولیه برای ساخت کارخانه هم انجام شده است. این عوامل باعث می شود که فرآوری ماده معدنی موجود اقتصادی به نظر برسد. بنابرین باید روشی برای فرآوری ماده معدنی موجود که حاوی کانه های اکسیده سرب و روی با عیار پایین است، یافت که بحث اصلی بررسی حاضر است.

۲- موقعیت جغرافیایی

معدن و کارخانه سرب و روی ایرانکوه بعنوان سومین معدن بزرگ سرب و روی ایران در منطقه ایرانکوه و در امتداد رشته کوه ایرانکوه در فاصله ۲۰ کیلومتری جنوب غربی اصفهان در محدوده طول های جغرافیایی ۵۱ درجه و ۴۵ دقیقه تا ۵۱ درجه و ۳۱ دقیقه و در عرض‌های جغرافیایی ۳۲ درجه و ۳۷ دقیقه تا ۳۲ درجه و ۲۸ دقیقه قرار دارد. این محدوده بطور کلی طولی معادل ۲۵ کیلومتر و عرضی معادل ۳ کیلومتر را در بر می‌گیرد. مرتفع ترین منطقه آن حدود ۲۷۵۰ متر از سطح دریا ارتفاع دارد. در هر دو یال شمالی و جنوبی این رشته کوه، کانی سازی ماده معدنی مشاهده می‌شود. برای رسیدن به کارگاه‌های معادن ایرانکوه باید از کیلومتر ۱۲ بزرگراه اصفهان-شهرکرد وارد جاده آسفالته پیربکران

شده و پس از طی نمودن ۸ کیلومتر و عبور از گردنه آب نیل وارد جاده فرعی مجتمع معدنی ایرانکوه شد. نزدیکترین آبادی به کارخانه روستای آب نیل می‌باشد که در ۲ کیلومتری آن قرار دارد. شکل ۱-۱ موقعیت جغرافیایی و راه دسترسی به معدن و کارخانه را نشان می‌دهد.



شکل ۱-۱: موقعیت جغرافیایی و راه دسترسی به معدن و کارخانه

۳- زمین‌شناسی و کانی‌شناسی

۳-۱- زمین‌شناسی عمومی

با توجه به مطالعات زمین‌شناسی، نقشه‌های سطحی و مطالعات سنگ‌شناسی انجام شده در منطقه عمده سنگ‌های منطقه مربوط به دوران مزوزوئیک (دوران دوم) بوده و به بخش‌های زیر قابل تقسیم است[۲]:

– رسوبات دوران ژوراسیک که عمدتاً شامل شیل، سیلتستون و ماسه سنگ می‌باشد، که در قاعده رسوبات منطقه قرار دارد. شیل و ماسه سنگ از نظر زمانی معادل رسوبات شمشک بوده و به صورت تناوبی در منطقه رسوبگذاری شده‌است [۲].

– حد فاصل رسوبات ژوراسیک و کرتاسه، یک دگرشیبی دیده می‌شود که بیانگر فاز کوه‌زایی در منطقه به همراه فعالیت‌های تکتونیکی می‌باشد [۲].

– رسوبات دوره کرتاسه با یک دگرشیبی ملایم شروع شده و عمده رسوبات منطقه را به خود اختصاص داده است. ابتدا رسوبات کرتاسه از سنگ‌های کربناته تشکیل شده‌است. در قاعده این رسوبات کنگلومرای سیلیسی وجود دارد و به سمت بالا از مقدار سیلیس کم شده و بر مقدار کربنات کلسیم افزوده می‌شود. بعد از این رسوبات، ماسه‌سنگ‌های قرمز رنگ به همراه ماسه سنگ‌های دولومیتی و سپس آهک‌های اوربیتولین دار ضخیم لایه و بعد از آن دولومیت‌های قرمز تا قهوه‌ای رنگ با لایه‌بندی متوسط همراه با عدسی‌های سرب و روی دیده می‌شود. سنگ مادر معادن کلاه دروازه و گوشفیل در این لایه قرار دارد [۲].

بعد از این رسوبات آهک‌های رودوسیت دار با لایه بندی متوسط، همراه با عدسی‌هایی از دولومیت قرار می‌گیرد، ضخامت این رسوبات در حدود ۱۲۰ متر می‌باشد. سپس رسوبات دولومیتی و دولومیت‌های آهکی ضخیم لایه قرار دارند. در این لایه بندی لنزهایی از کانه‌های سرب و روی وجود دارد که سنگ مادر معدن گودزندان را تشکیل می‌دهد. به دنبال آن آهک‌های نازک لایه با عدسی هایی از دولومیت وسپس آهک به شکل توده‌ای و لایه‌ای قرار دارد [۲].

– حد فاصل رسوبات دوران کرتاسه و دوران سوم در منطقه یک دگرشیبی وجود دارد که بیانگر پیشروی و پسروی دریا است [۲].

– رسوبات دوران سوم (ترشیری) متعلق به الیگوسن و میوسن می‌باشد و در یک مرحله رسوب‌گذاری متوقف شده‌است. پدیده‌های عقب نشینی دریا یا کوه‌زایی و تحولات تکتونیکی در این ناحیه مشاهده می‌شود [۲].

۳-۲- کانی‌شناسی

به طور کلی کانی شناسی منطقه نشان می‌دهد که کانه‌های سولفوره سرب و روی مانند گالن و اسفالریت به همراه کانه‌های اکسیده مانند اسمیت زونیت، سروزیت و هیدروزینکیت و همی‌مورفیت

عمده فلز با ارزش را به همراه دارند.در کنار این کانی‌ها دولومیت، باریت، مالاکیت، مارکاسیت،پیریت و کلسیت نیز مشاهده شده‌است. همچنین معادن جنوبی بیشتر از نوع کربناته بوده و معادن دامنه شمالی سولفوره هستند. معادن اصلی مورد بهره برداری کارخانه ایرانکوه در یال جنوبی کلاه دروازه، گود زندان و خانه گرگی و در یال شمالی گوشفیل و تپه سرخ می‌باشد. نوع ذخیره کارستی بوده و از نوع تیپ دره می‌سی‌سی‌پی[1] می‌باشد.

۳-۳- ژنز کانسار

سنگ درونگیر این کانسار توده‌های کربناتی و دولومیتی شده‌است که بخشی از یک سکانس چین خورده کربناتی تحتانی را تشکیل می‌دهد. چین‌ها و گسل‌ها اصلی ترین ساختارهای منطقه ای هستند. روند آنها به موازات تراست اصلی زاگرس (شمال غرب–جنوب شرق) است. درزه‌ها وشکستگی‌های زیادی در سنگ توسعه یافته است. رخساره حاکم بر سنگ میزبان در همبری با زون کانه دار، رخساره برشی است [۳].

کانی سازی در این کانسار عمدتاً درون شکستگی‌های پرشده، فضاهای باز پرشده و حفرات پرشده صورت گرفته است. از نظر هندسی، توده کانسنگ در تبعیت از چینه‌های درونگیر است و به طور ناهمساز درون سنگ میزبان دولومیتی جای گرفته است. همچنین معادن جنوبی بیشتر از نوع کربناته بوده و معادن دامنه شمالی سولفوره هستند. معادن اصلی مورد بهره برداری کارخانه ایرانکوه در یال جنوبی کلاه دروازه، گود زندان و خانه گرگی و در یال شمالی گوشفیل و تپه سرخ می‌باشد. نوع ذخیره، کارستی است و از نوع تیپ دره می‌سی‌سی‌پی می‌باشد. تا سال ۱۳۵۱ تمرکز بر روی استخراج از مواد معدنی یال جنوبی بوده و در سال ۱۳۵۱ با شناسایی معدن گوشفیل مطالعات اکتشافی تفضیلی یال شمالی آغاز شده‌است. در دامنه جنوبی و در قسمت‌های بالایی مواد کربناته مشاهده می‌شود که با افزایش عمق کانی سازی سولفوری بیشتر می‌شود [۲].

تمرکز ماده معدنی در گوشفیل درکنتاکت شیل‌های ژوراسیک و دولومیت‌های کرتاسه و در زون گسله گوشفیل واقع شده‌است. این گسل دارای جهت شمال غرب- جنوب شرق بوده و شیب آن ۵۵ تا ۸۰ درجه است. رگه معدنی در طول این گسل قرار دارد که ۴۲۵ متر طول دارد. کانسار به صورت رگه‌ای با ضخامت ۱۵ –۲۵ متر بوده که در اعماق از ضخامت آن کاسته می‌شود. امتداد کانسار شمالی جنوبی

[1]. Mississippi valley type

بوده و شیب آن ۵۰ درجه به سمت شرق می‌باشد. مناطق سطحی بویژه در جنوب کانسار اکسیده شده‌است. در اعماق زیاد نسبت عیار روی به سرب افزایش می یابد [۴].

۴- ذخیره و عیار معادن ایرانکوه

مجموعه معادن ایرانکوه سابقه استخراجی مربوط به چند صد سال پیش دارد. ولی از سال ۱۳۳۰ شرکت باما بهره‌برداری از این معادن را آغاز کرده است و به استخراج از کانسارهای بزرگ و کوچک این ناحیه پرداخته است. معادن اصلی مورد بهره برداری کارخانه ایرانکوه در یال جنوبی کلاه دروازه، گود زندان و خانه گرگی و در یال شمالی گوشفیل و تپه سرخ می‌باشد. تا سال ۱۳۵۱ تمرکز بر روی استخراج از مواد معدنی یال جنوبی بوده و در سال ۱۳۵۱ با شناسایی معدن گوشفیل مطالعات اکتشافی تفضیلی یال شمالی آغاز شده‌است. در دامنه جنوبی و در قسمت‌های بالایی مواد کربناته مشاهده می‌شود که با افزایش عمق کانی سازی سولفوری بیشتر می‌شود. لازم به ذکر است که نحوه تعیین ذخیره به روش مقطع و پلان بوده است. در قسمت‌های بعدی به بررسی میزان عیار و ذخیره این معادن پرداخته می شود [۵].

۴-۱- معادن کلاه دروازه و گودزندان

در یال جنوبی رشته کوه اصلی محدوده معدن دو معدن بزرگ و قدیمی کلاه‌دروازه و گودزندان قرار دارد که بیش از ۴۰ سال است که از آن‌ها بهره برداری می‌شود و اطلاعات کامل اکتشافی در مورد میزان ذخیره اولیه آن‌ها موجود نیست البته به صورت تقریبی یک میلیون تن ماده معدنی کربناته با مجموع عیار سرب و روی ۸٪ وجود دارد که قسمت اعظم آن در دپوهای باقیمانده است[۶].

۴-۲- معدن تپه سرخ

ذخیره معدن تپه سرخ از دو نوع کانسنگ سولفوره و کربناته تشکیل شده‌است، که کانسنگ سولفوره آن به دو بخش کم عیار و پر عیار تقسیم می‌شود. استخراج و فرآوری قسمت سولفوره کم عیار و کربناته در حال حاضر اقتصادی نمی‌باشد. در جدول ۱-۲ مقدار وعیار ماده معدنی این معدن را به تفکیک نوع ذخیره نشان می‌دهد [۶].

جدول ۱-۲: مقدار ذخیره وعیار معدن تپه سرخ[۶]

نوع ذخیره	کربناته	سولفوره کم عیار	سولفوره پرعیار
مقدار ماده معدنی (تن)	۸۲۵۱۴۲	۹۱۰۵۴۸۲	۵۰۴۶۴۳۱
متوسط مجموع عیار سرب و روی (٪)	۶	۱/۹	۴/۵

۴-۳- معدن گوشفیل

ذخیره معدن گوشفیل از دو نوع کانسنگ سولفوره و کربناته تشکیل شده‌است. که در جدول ۱-۳ مقدار وعیار ماده معدنی این معدن را نشان می‌دهد[۶].

جدول ۱-۳: مقدار ذخیره وعیار معدن گوشفیل [۶]

نوع ذخیره	کربناته	سولفوره کم عیار	سولفوره پرعیار
مقدار ماده معدنی (تن)	۷۱۳۴۷۹	۸۶۲۷۰۴	۴۳۱۹۵۰۰
متوسط مجموع عیار سرب و روی (٪)	۱۰/۸۳	۳/۳۹	۱۱/۶۲

۵- واحدهای فرآوری کارخانه سرب و روی ایرانکوه

۵-۱- واحد سنگ شکنی

واحد سنگ شکنی کارخانه سرب و روی ایرانکوه توسط شرکت سوئدی سالا ساخته شده و از دو مدار موازی سنگ شکنی تشکیل شده‌است. مدار سنگ شکنی خط اول این مدار با ظرفیت ۹۰ تن بر ساعت و به منظور خردایش اولیه کانسنگ‌های اکسیده طراحی شده‌است. که یک گریزلی با ابعاد چشمه‌های مربعی ۴۰ سانتیمتر و طول و عرض ۸ متر بر روی آن قرار داده شده‌است. بونکر با ظرفیت ۵۰۰ تن در ابتدای مسیر قرار دارد. کانسنگ قبل از ورود به سنگ شکن فکی روی گریزلی که ابعاد ورودی آن ۷۵ میلیمتر ریخته می‌شود، ابعاد بزرگتر از ۷۵ میلیمتر جهت خردایش وارد سنگ‌شکن فکی شده و ابعاد کوچکتر از ۷۵ میلیمتر توسط نوار نقاله وارد سرندی با چشمه‌های ۱۵ میلیمتر می‌شود. سنگ شکن فکی دارای ظرفیت ۹۰ تن بر ساعت، ابعاد دهانه ۵۰ سانتیمتر و ابعاد گلوگاه ۱۰ سانتیمتر می‌باشد. محصول سنگ شکن فکی بر روی سرند ۱۵ میلیمتر ریخته و با مواد با ابعاد زیر ۷۵ میلیمتر خوراک مخلوط شده و پس از جدایش سرندی، ابعاد بزرگتر از ۱۵ میلیمتر به سنگ‌شکن

مخروطی وارد شده و ابعاد کوچکتر از ۱۵ میلیمتر بطور مستقیم به سیلوی واحد آسیا منتقل می‌شود. محصول درشت‌تر از ۱۵ میلیمتر توسط دو سنگ شکن مخروطی استاندارد به صورت موازی با ظرفیت هر یک از این سنگ شکن‌ها ۷۰-۶۰ تن بر ساعت است که خوراک ورودی با ابعاد ۱۵-۱۰ سانتیمتر را تا ۴۵ میلیمتر خرد می نماید. مدار سنگ شکنی خط دوم برای کانسنگ‌های سولفوره طراحی شده و عملکرد کلی آن مانند مدار سنگ شکنی اول می‌باشد[۶].

۵-۲- واحد آسیا

کارخانه سرب و روی ایرانکوه دارای دو خط جداگانه برای آسیا نمودن کانسنگ سولفوره و اکسیده می‌باشد و توسط شرکت سالا ساخته شده‌است. واحد آسیا و واحد فلوتاسیون از نظر جانمایی کارخانه در کنار یکدیگر قرار دارند[۶].

خط آسیای کانسنگ‌های اکسیده با ظرفیت ۳۵-۳۰ تن در ساعت فعالیت نموده و در ابتدای آن با در نظر گرفتن بونکر ۱۰۰۰ تنی امکان کارکرد واحد آسیا در زمان عدم فعالیت واحد سنگ شکنی پیش‌بینی شده‌است. مدار آسیا از نوع کلاسیک بوده و شامل آسیای میله ای و گلوله ای است که به ترتیب در مسیرهای باز و بسته عمل می‌نمایند[۶].

- آسیای میله ای: خوراک این آسیا دارای ابعاد ۲۰-۱۵ میلیمتر بوده و پس از ورود به واحد آسیا با آب ترکیب شده و پالپ ایجاد می‌شود[۶].

- آسیای گلوله ای: به صورت مدار بسته با هیدروسیکلون کار می نماید. هدف از این مسئله تامین خوراک واحد فلوتاسیون با دانه بندی ثابت می‌باشد. محصول آسیای میله ای پس از ورود به حوضچه توسط پمپ به هیدروسیکلون ارسال می‌شود. در هیدروسیکلون که حد جدایش آن ۷۵ میکرون است، ذرات زیر ۷۵ میکرون از طریق سرریز به مخازن آماده ساز فلوتاسیون ارسال می‌شود. ته ریز هیدروسیکلون به عنوان خوراک وارد آسیای گلوله ای شده و پس از خردایش دوباره به هیدروسیکلون ارسال می‌شود. با استفاده از این مدار بسته، ذرات تا حد ۷۵ میکرون خردشده و وارد آماده ساز فلوتاسیون می‌شوند. برای جلوگیری از توقف کارخانه در زمان خرابی هیدروسیکلون از یک هیدروسیکلون جایگزین در مدار استفاده می‌شود. سیکلون‌ها از نوع تکی می‌باشند[۶].

به دلیل ساینده‌گی بیشتر کانسنگ سولفوره مقادیر متوسط مصرف لاینر، گلوله و میله در خط سولفوره بیشتر است. حدود ۸۰ درصد محصول آسیای گلوله ای برای سنگ‌های کربناته (اکسیده) ریزتر از ۷۵