

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ  
الْحَمْدُ لِلَّهِ الَّذِي  
خَلَقَ الْمَوَدَّعَةَ  
وَالْحَمْدُ لِلَّهِ الَّذِي  
خَلَقَ الْمَوَدَّعَةَ  
وَالْحَمْدُ لِلَّهِ الَّذِي  
خَلَقَ الْمَوَدَّعَةَ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک  
مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی  
پایان نامه جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد

**عنوان:**

**کاهش ناخالصی‌های آهن و سیلیس موجود در بوکسیت‌های شیلی جاجرم به**

**منظور بهبود فرآیند بایر**

**نگارنده:**

**سید رضا باستان**

**استاد راهنما:**

**دکتر محمد جهانی چگنی**

بهمن ۱۳۹۸

تقدیم به

پدر و مادر عزیز و مهربانم  
که در سختی‌ها و دشواری‌های زندگی همواره  
یاوری دلسوز و فداکار  
و پشتیبانی محکم و مطمئن برایم بوده‌اند.  
تقدیم به

همسر مهربانم که در تمام طول تحصیل همراه  
و همگام من بوده است.

تقدیم به

برادر و خواهرهای عزیزم که همواره در طول  
تحصیل متحمل زحماتم بودند و وجودشان  
مایه دلگرمی من می‌باشد.

## تقدیر و تشکر

با سپاس و تقدیر ویژه از استاد راهنما و مشاورم جناب آقای دکتر محمد جهانی و مهندس جعفر شهریور که در مراحل مختلف این پژوهش، راهنمایی‌های ارزنده و سازنده خود را بر من ارزانی داشته و از هیچ کوششی در این زمینه دریغ نمودند.

این نوشته فرصتی است تا از زحمتهای اساتید بزرگوام آقایان دکتر محمد کارآموزیان، دکتر اصغر عزیزی و دکتر کیومرث سیف‌پناهی که تمام سعی‌شان پیشرفت ما بوده است، قدرانی نمایم. و همچنین از آقای مهندس محمد رضا خانی رئیس تحقیقات معدنی کارخانه آلومینای جاجرم به خاطر حمایت‌ها و راهنمایی‌های ارزشمندشان صمیمانه سپاس گزارم.

و در پایان از همه دوستان و عزیزانی که در انجام این پژوهش مرایاری نمودند به خصوص آقای مهندس حسین پور از کله سر کمال تقدیر و تشکر را دارم.

از جناب آقای مهندس محمد جعفری مسئول آزمایشگاه کانه‌آرایی دانشگاه صنعتی شاهرود که یاری دهنده من بودند تشکر و قدردانی مینمایم.

## تعهدنامه

اینجانب سید رضا باستان دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی معدن گرایش فرآوری مواد معدنی دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه **کاهش ناخالصی‌های آهن و سیلیس موجود در بوکسیت‌های شیلی جاجرم به منظور بهبود فرآیند** بایر متعهد می‌شوم:

- تحقیقات این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش‌های محقق‌های دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه تاکنون توسط خود یا افراد دیگر برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج پایان نامه تأثیرگذار بوده‌اند رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است.

امضاء:

تاریخ:

### نشر حق و نتایج مالکیت

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه‌های رایان‌های، نرم‌افزارها و تجهیزات ساخته شده) متعلق به دانشگاه شاهرود می‌باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوط ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد.

## چکیده

بوکسیت یک سنگ رسوبی غنی از آلومینیوم است و منبع اصلی آلومینیوم در جهان محسوب می شود. بوکسیت عمدتاً از اکسیدها یا هیدروکسیدهای آلومینیوم به ویژه از سه کانی بوهمیت، دیاسپور و گیبسیت تشکیل شده است و غالباً با ناخالصی‌هایی نظیر دو اکسید آهن هماتیت و گوتیت، کانی رسی کائولینیت، و مقادیر کمی از اکسیدهای تیتانیوم آناتاز و ایلمنیت و کوارتز همراه است. ناخالصی‌های مهم موجود در بوکسیت‌های شیلی (کم عیار) کارخانه آلومینای جاجرم، آهن و سیلیس می‌باشند. در این تحقیق، امکان حذف این ناخالصی‌ها از نمونه بوکسیت با استفاده از روش‌های مغناطیسی شدت بالا و لیچینگ مورد بررسی قرار گرفت. با استفاده از آنالیز XRF میزان  $Fe_2O_3$ ،  $SiO_2$ ،  $Al_2O_3$  به ترتیب ۲۹/۲، ۲۶/۷، ۲۵، درصد تعیین شد. همچنین، نتایج مطالعات XRD و کانی‌شناسی نشان داد که کانی‌های دیاسپور، هماتیت، کائولینیت و گوتیت کانی‌های اصلی تشکیل‌دهنده نمونه می‌باشند. با استفاده از آنالیز ICP عیار Al و Fe به ترتیب ۱۵ و ۱۷/۸ درصد تعیین شد. برای حذف ناخالصی کانی‌های آهن‌دار، آزمایش‌های مغناطیسی شدت بالا بر روی نمونه به منظور کاهش آهن در ابعاد ۱۰۰۰-۲۳۶۰ میکرون در شدت میدان مغناطیسی ۱۱۰۰۰ گوس به عنوان نقطه بهینه در نظر گرفته شد و در ادامه برای حذف سیلیس موجود در نمونه، از لیچینگ همزنی استفاده شد. همچنین برای آزمایش‌های لیچینگ از نرم‌افزار طراحی آزمایش‌ها استفاده شد. نتایج حاصل از آزمایش‌های مغناطیسی شدت بالا نشان داد که در بخش غیرمغناطیسی بازیابی آلومینا ( $Al_2O_3$ ) حدود ۹۰ درصد با عیار ۳۵/۵ درصد بود. همچنین، در بخش مغناطیسی عیار آهن ( $Fe_2O_3$ ) برابر ۴۶/۸۹ درصد بود و بازیابی آن به ۳۱ درصد رسید. ضمناً با انجام آزمایش‌های لیچینگ بر روی نمونه کلسینه شده در دمای ۱۰۰۰ درجه سانتی‌گراد و مدت زمان ۴۵ دقیقه و نیز لیچینگ آن در سود سوزآور (NaOH) با غلظت ۱۸۰ گرم بر لیتر در دمای ۶۵ درجه سانتی‌گراد و زمان ۶۰ دقیقه، بازیابی  $SiO_2$  به حدود ۸۲/۸۴ درصد رسید.

**کلمات کلیدی:** بوکسیت و آلومینای جاجرم؛ فرآیند بایر و لیچینگ؛ حذف سیلیس و آهن؛ جداکننده مغناطیسی شدت بالا؛ طراحی آزمایش‌ها

## فهرست مطالب

### فصل اول

- ۱-۱- مقدمه ..... ۲
- ۲-۱- کلیاتی در مورد بوکسیت ..... ۳
- ۳-۱- طرز تشکیل بوکسیت ..... ۳
- ۴-۱- مشخصات کانی‌شناسی انواع بوکسیت ..... ۴
- ۵-۱- کانی‌های آهن ..... ۶
- ۶-۱- کانی‌های تیتانیوم ..... ۷
- ۷-۱- کانی‌های سیلیکاته ..... ۸
- ۹-۱- مصارف بوکسیت ..... ۱۰
- ۱۰-۱- ذخایر بوکسیت جهان ..... ۱۱
- ۱۱-۱- ذخایر بوکسیت ایران ..... ۱۱
- ۱۲-۱- موقعیت جغرافیایی ..... ۱۲
- ۱۳-۱- روش‌های موجود تولید آلومینا از بوکسیت ..... ۱۲
- ۱۴-۱- فرآیند بایر ..... ۱۳
- ۱۵-۱- تعریف مسئله ..... ۱۵
- ۱۶-۱- ضرورت انجام تحقیق ..... ۱۶
- ۱۷-۱- اهداف تحقیق ..... ۱۷
- ۱۸-۱- ساختار پایان نامه ..... ۱۷

## فصل دوم

- ۲-۱- مقدمه ..... ۲۰
- ۲-۲- فرآوری به روش مغناطیسی ..... ۲۰
- ۲-۳- فرآوری به روش لیچینگ ..... ۲۵
- ۲-۳-۱- روش‌های لیچینگ قلیایی ..... ۲۵
- ۲-۳-۲- روش‌های لیچینگ اسیدی ..... ۲۶
- ۲-۴- فرآوری به روش فلوتاسیون ..... ۳۰
- ۲-۵- فرآوری به روش فلوتاسیون مستقیم و معکوس ..... ۳۱
- ۲-۶- روش بیولیچینگ ..... ۳۳

## فصل سوم

- ۳-۱- مقدمه ..... ۳۸
- ۳-۲- آماده سازی نمونه ..... ۳۹
- ۳-۳- شناسایی نمونه ..... ۳۹
- ۳-۴- مطالعات میکروسکوپی و کانی شناسی ..... ۴۲
- ۳-۵- تحلیل کانی شناسی نمونه ..... ۵۳
- ۳-۶- وسایل و تجهیزات مورد استفاده در آزمایش‌های مغناطیسی و لیچینگ ..... ۵۴
- ۳-۷- جداکننده مغناطیسی شدت بالا ..... ۵۴
- ۳-۸- کوره الکتریکی ..... ۵۵



- ۳-۹- همزن حرارتی ..... ۵۶
- ۳-۱۰- روش انجام آزمایش‌های جدایش مغناطیسی ..... ۵۷
- ۳-۱۱- روش انجام آزمایش‌های لیچینگ ..... ۵۸
- ۳-۱۲- روش طراحی آزمایش ..... ۵۸
- ۳-۱۳- آنالیز سرنندی و تعیین دانه بندی ..... ۵۹

### فصل چهارم

- ۴-۱- مقدمه ..... ۶۱
- ۴-۲- آزمایش مغناطیسی بر روی نمونه خام ..... ۶۱
- ۴-۳- انجام آزمایش لیچینگ با سود به منظور حذف سیلیس ..... ۶۵
- ۴-۴- بهینه‌سازی فرآیند با استفاده از روش سطح پاسخ ..... ۶۶
- ۴-۵- آنالیز واریانس حاصل از آزمایش‌های انجام شده ..... ۶۸
- ۴-۶- تحلیل نتایج طراحی آزمایش و تأثیر متغیرها بر درصد حذف سیلیس از بوکسیت ..... ۷۰

### فصل پنجم

- ۵-۱- نتیجه‌گیری ..... ۷۷
- منابع ..... ۸۶

## فهرست اشکال

- شکل ۱-۱: بزرگ‌ترین تولید کنندگان بوکسیت جهان ..... ۱۱
- شکل ۱-۳: آنالیز XRD نمونه خوراک ..... ۴۱
- شکل ۲-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (هماتیت و گوتیت) و ریز بلورین (درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت) در نمونه کلوخه ..... ۴۳
- شکل ۳-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۱۸+ مش ..... ۴۴
- شکل ۴-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۳۵+ مش ..... ۴۵
- شکل ۵-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۵۰+ مش ..... ۴۶
- شکل ۶-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۱۰۰+ مش ..... ۴۶
- شکل ۷-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۱۴۰+ مش ..... ۴۷
- شکل ۸-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۲۰۰+ مش ..... ۴۸
- شکل ۹-۳: انواع درگیری‌ها: (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت) و (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها) در نمونه کلوخه ..... ۴۹

- شکل ۳-۱۰: انواع درگیری‌ها (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت) و (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها) در نمونه ۱۸+ مش ..... ۵۰
- شکل ۳-۱۱: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی در نمونه ۳۵+ مش ..... ۵۰
- شکل ۳-۱۲: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی در نمونه ۵۰+ مش ..... ۵۱
- شکل ۳-۱۳: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی در نمونه ۱۰۰+ مش ..... ۵۱
- شکل ۳-۱۴: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، ذرات آزاد کوارتز و کلسیت در نمونه ۱۴۰+ مش ..... ۵۲
- شکل ۳-۱۵: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، ذرات آزاد کوارتز و کلسیت در نمونه ۲۰۰+ مش ..... ۵۳
- شکل ۳-۱۶: جداکننده مغناطیسی شدت بالا ..... ۵۵
- شکل ۳-۱۷: کوره الکتریکی ..... ۵۶
- شکل ۳-۱۸: همزن حرارتی ..... ۵۶
- شکل ۳-۱۹: سنگ‌شکن فکی ..... ۵۷
- شکل ۳-۲۰: آسیای گلوله‌ای ..... ۵۷
- شکل ۳-۲۱: نمودار توزیع دانه بندی  $d_n$  ..... ۵۹
- شکل ۵-۱: میزان  $Fe_2O_3$  در بخش‌های مختلف (جذب شده و جذب نشده) آزمایش‌ها ..... ۶۴
- شکل ۵-۲: میزان  $Al_2O_3$  در بخش‌های مختلف (جذب شده و جذب نشده) آزمایش‌ها ..... ۶۴
- شکل ۵-۳: مقایسه مقادیر آزمایشگاهی لیچینگ با مقادیر پیش‌بینی‌شده مدل ..... ۷۰
- شکل ۵-۴: تأثیر غلظت NaOH بر حذف سیلیس از بوکسیت ..... ۷۱
- شکل ۵-۵: تأثیر دما بر حذف سیلیس از بوکسیت ..... ۷۱
- شکل ۵-۶: تأثیر زمان بر حذف سیلیس از بوکسیت ..... ۷۲
- شکل ۵-۷: تأثیر غلظت سود و دما بر بازیابی سیلیس ..... ۷۳

شکل ۵-۸: شکل تأثیر زمان و دما بر بازیابی سیلیس ..... ۷۳

شکل ۵-۹: شکل تأثیر زمان و غلظت سود بر بازیابی سیلیس ..... ۷۴

## فهرست جداول

- جدول ۱-۱: مهمترین کانی‌های موجود در بوکسیت..... ۹
- جدول ۲-۱: میزان ذخایر و ترکیب شیمیایی بوکسیت ایران ..... ۱۲
- جدول ۱-۳: مقادیر نیمه کمی آنالیز XRD نمونه معرف کانسنگ بوکسیت شیلی ..... ۴۰
- جدول ۲-۳: آنالیز XRF نمونه معرف کانسنگ بوکسیت شیلی ..... ۴۱
- جدول ۳-۳: ICP نمونه معرف کانسنگ بوکسیت شیلی ..... ۴۲
- جدول ۴-۳: جدول درجه آزادی ترکیبات آهن دار بلورین در مش‌های مختلف ..... ۴۸
- جدول ۱-۴: نتایج انجام آزمایش جدایش مغناطیسی خشک بر روی نمونه با دانه بندی (۲۳۶۰-  
+۱۰۰۰ میکرون) ..... ۶۲
- جدول ۲-۴: نتایج انجام آزمایش جدایش مغناطیسی خشک بر روی نمونه با دانه بندی (۱۰۰۰-  
+۶۰۰ میکرون) ..... ۶۲
- جدول ۳-۴: نتایج انجام آزمایش جدایش مغناطیسی خشک بر روی نمونه با دانه بندی (۶۰۰-  
+۱۰۰ میکرون) ..... ۶۳
- جدول ۴-۴: تعیین شرایط بهینه کلسیناسیون ..... ۶۵
- جدول ۵-۴: پارامترهای مؤثر بر لیچینگ سیلیس و سطوح تغییرات آن‌ها ..... ۶۶
- جدول ۶-۴: شرایط و نتایج لیچینگ با سود سوزآور در طراحی آزمایش ..... ۶۷
- جدول ۷-۴: آنالیز آماری مدل‌های برازش شده بر فرآیند لیچینگ سیلیس ..... ۶۸
- جدول ۸-۴: خلاصه تحلیل آماری مدل‌های برازش بر فرآیند لیچینگ سیلیس ..... ۶۸
- جدول ۹-۴: آنالیز واریانس مدل خطی برازش شده بر فرآیند لیچینگ سیلیس ..... ۶۹
- جدول ۱۰-۴: نتایج حاصل از بهینه‌سازی آزمایش‌ها ..... ۷۴



فصل اول

# کلیات

## ۱-۱- مقدمه

پیشرفت سریع صنعت آلومینا و صنایع نسوز موجب کاهش منابع بوکسیت در سال‌های اخیر شده است. برای تحقق توسعه پایدار در این صنایع، پیشنهاد می‌شود که عملیات تخلیص و بهره‌برداری بر روی بوکسیت با استفاده از نسبت کم  $Al_2O_3/SiO_2$  و مقدار ناخالصی بالا، صورت گیرد [۱]. سنگ‌هایی که مقدار  $Al_2O_3$  و نسبت  $Al_2O_3/SiO_2$  آن‌ها بالا و درصد کوارتز آنها پایین باشد، مناسب‌ترین سنگ آلومینیوم‌دار محسوب می‌شوند. از سنگ‌های آذرین، نفلین سینیت و بازالت و از سنگ‌های رسوبی شیل و آهک‌های رسی بسیار مناسب هستند [۱]. ناخالصی‌های اصلی که عملکرد مواد نسوز را کاهش می‌دهند عبارتند از:  $Fe_2O_3$ ،  $TiO_2$ ،  $R_2O$  (جایی که R برابر K و یا Na) است [۲]. برای استفاده کارآمد از سنگ معدن بوکسیت، جداسازی (بازیابی) آهن و حذف سیلیس از سنگ معدن بوکسیت بسیار مهم است. مطالعات زیادی انجام شده است تا این ترکیبات از آن‌ها بازیابی شود. سنگ معدن بوکسیت یا بقایای بوکسیت (گل قرمز) با استفاده از روش‌های فیزیکی، روش‌های پیرومتالورژی، هیدرومتالورژی و روش‌های بیولیچینگ فرآوری می‌شوند [۳]. علاوه بر جداسازی/بازیابی آهن، سیلیس موجود در بوکسیت شیلی برای تولید آلومینا حذف می‌شود. روش‌های زیادی برای پاکسازی وجود دارد، که مهم‌ترین آن‌ها می‌توان به روش‌های فیزیکی، شیمیایی و بیولوژیکی اشاره کرد [۴]. ترکیب شیمیایی بوکسیت‌ها یا اجزاء اصلی تشکیل‌دهنده عبارتند از:  $SiO_2$ ،  $Al_2O_3$ ،  $H_2O$ ،  $TiO$ ،  $Fe_2O_3$ . بوکسیت‌ها به مقدار کم گالیم و وانادیم نیز در ترکیب خود دارند که ممکن است به عنوان مواد فرعی به میزان قابل استخراج برسد. مهم‌ترین کانی‌های موجود در بوکسیت عبارتند از: گیبسیت  $Al(OH)_3$ ، بوهمیت و دیاسپور ( $AlOOH$ )، کائولینیت ( $Al_2(OH)_4Si_2O_5$ ) و کواتز ( $SiO_2$ ) و گوتیت ( $FeOOH$ ) آناتاز و روتیل ( $TiO_2$ ) می‌باشد.



## ۱-۲- کلیاتی در مورد بوکسیت

بوکسیت Bauxite ( $Al_2O_3 \cdot H_2O$ ) سنگ معدنی غنی از آلومینیوم است که عمدتاً از اکسیدها یا هیدروکسیدهای آلومینیوم به ویژه از سه کانی بوهمیت، دیاسپور و گیبسیت تشکیل شده است و غالباً با ناخالصی‌هایی نظیر اکسیدهای آهن (هماتیت و گوتیت)، کانی‌های رسی (کائولن، ایلیت و کلریت)، اکسید تیتان، کوارتز و آناتاز همراه است. این کانسنگ در سال ۱۸۲۲ توسط آقای برتیر<sup>۱</sup> در جنوب فرانسه کشف شد که بعدها در سرتاسر جهان به عنوان سنگ معدن بوکسیت نام گرفت و در سطح جهان بعنوان سنگ معدن آلومینیوم مورد استقبال قرار گرفت. بوکسیت اصولاً یک کانی همگن نبوده بلکه یک مخلوط کلونیدی از اکسیدهای آبدار آلومینیوم، آهن و آب می‌باشد. رنگ آن بسته به مقدار آهن موجود در آن از کرم تا قرمز و قهوه‌ای تیره متغیر است [۵].

## ۱-۳- طرز تشکیل بوکسیت

بوکسیت در شرایط خاص هوازدگی که مخصوص مناطق حاره و معتدل گرم است شکل می‌گیرد و این عمل در سیلیکات آلومینیم سنگ‌هایی صورت می‌گیرد که کوارتز آزاد کم دارند. به این ترتیب که سیلیکات‌ها و کاتیون‌های محلول در سنگ‌های شکسته شده، سیلیس و قسمتی از آهن آزاد شده آن به کمک عوامل گوناگونی از محیط خارج و سپس آب به باقیمانده ترکیب افزوده می‌شود. تحت این شرایط آلومینیم همراه با تیتان و اکسید آهن به صورت محلول نهایی برجا می‌ماند. شرایط و عوامل مؤثر بر تشکیل و حفظ کانسارهای بوکسیت در زیر آورده شده است [۶].

- آب و هوا
- سنگ مادر
- پوشش گیاهی
- شرایط زیرسطحی
- توپوگرافی

<sup>۱</sup> - Pierre Berthier

- تکتونیک

- زمان

#### ۱-۴- مشخصات کانی شناسی انواع بوکسیت

تعیین ترکیب کانی‌شناسی بوکسیت‌ها کار دشواری است و نیاز به ابزارهای دقیق دارد. بیشترین ترکیب بوکسیت‌ها را کانی‌های آلومینیم، آهن و سیلیس تشکیل می‌دهند و کانی‌های تیتانیم و کربنات‌ها، سولفات‌ها، فسفات‌ها و غیره نیز در آن دیده می‌شوند [۷].

- گیبسیت<sup>۱</sup>  $Al(OH)_3$

این کانی، کانی اصلی بوکسیت‌های لاتریتی است. گیبسیت ترکیب افق‌های بوکسیتی را از ۱۰ تا ۹۰ درصد شامل می‌شود و بطور عمده از ۴۰ تا ۷۰ درصد اغلب بوکسیت‌های روشن بطور خالص از گیبسیت تشکیل شده‌اند. این کانی غالباً به شکل پاکت‌های چندین متر مکعبی و به شکل ماده سفید رنگ و متخلخل دیده می‌شود. معمولاً گیبسیت کمتر به شکل پیزولیت و اوولیت مشاهده می‌شود. اندازه بلورهای آن معمولاً کوچک تر از ۱۰ تا چند صد میکرون متغیر است و بلورها ۱ تا ۲ میلی‌متر آن نیز دیده شده است [۶]. در ترکیب گیبسیت از نظر تئوری ۶۵/۴ درصد  $Al_2O_3$  و ۳۴/۶ درصد  $H_2O$  وجود دارد. این کانی دارای جلای شیشه‌ای بوده و سختی آن بین ۲/۵ تا ۳/۵ در مقیاس موس است و وزن مخصوص آن معمولاً ۲/۳ تا ۲/۹ گرم بر سانتیمتر مکعب می‌باشد [۷].

- بوهمیت<sup>۲</sup>  $\gamma-AlO(OH)$

پس از گیبسیت، بوهمیت کانی اصلی بوکسیت‌های لاتریتی می‌باشد. اما میزان آن نسبتاً کم بوده و در قسمت سطحی ذخایر حدوداً کمتر از ۱ درصد دیده می‌شود. در برخی مناطق بوهمیت تا ۱۰ تا ۱۵ درصد و بندرت تا ۳۵ درصد نیز افزایش می‌یابد. اندازه بلورهای بوهمیت اغلب کمتر از ۱۰ میکرون است. در بسیاری ذخایر بوهمیت در پیزولیت‌ها نسبت به گیبسیت غنی می‌شود [۷].

---

<sup>1</sup>-Gibbsite

<sup>2</sup>-Bohemite

ترکیب بوهمیت را از نظر تئوری ۸۵ درصد  $Al_2O_3$  و ۱۵ درصد  $H_2O$  تشکیل می‌دهد. این کانی در سیستم اورتورمبیک متبلور شده اما معمولاً در کانسارهای بوکسیت بصورت توده نیمه-بلورین (کریپتوکریستالین<sup>۱</sup>) دیده می‌شود، و بی رنگ و یا سفید مایل به زرد است. سختی آن حدود ۳/۵ و وزن مخصوص آن در حدود ۳ گرم بر سانتی متر مکعب می‌باشد. این کانی در حرارت ۳۰۰ درجه سانتی گراد به کروندوم ( $\alpha-Al_2O_3$ ) تبدیل می‌شود. اگر در شبکه بلورین بوهمیت اتم آهن بجای اتم آلومینیوم قرار گیرد به آن بوهمیت آهن‌دار می‌گویند [۷].

### • دیاسپور<sup>۲</sup> $\alpha-AIO(OH)$

دیاسپور، معمولاً در بوکسیت‌های لاتریتی کمیاب است. ابعاد بلورهای این کانی معمولاً کمتر از ۵ میکرون بوده، در بعضی موارد با ابعاد ۱۰ تا ۵۰ میکرون مشاهده شده است. معمولاً برای تشخیص این کانی‌ها از روش پراش  $X^3$  استفاده می‌کنند. در برخی ذخایر هند میزان دیاسپور به ۴ درصد نیز می‌رسد و در ذخایر کوچکی میزان دیاسپور تا ۴۳ درصد نیز اندازه‌گیری شده است در بوکسیت‌های تریاس جاجرم کانی دیاسپور کانی اصلی آلومینا می‌باشد [۷].

ترکیب دیاسپور مشابه بوهمیت است، اما در بعضی از انواع آن ناخالصی ایزومورف،  $Fe_2O_3$  تا ۷ درصد و  $Mn_2O_3$  تا ۴ درصد وجود دارد. سیستم تبلور دیاسپور نیز مانند بوهمیت، اورتورمبیک بوده و رنگ آن زرد متمایل به قهوه‌ای، سفید، بنفش روشن و سبز متمایل به خاکستری است. دارای جلای شیشه‌ای است اما در سطح کلیواژ، جلای آن صدفی می‌باشد. سختی آن بین ۶ تا ۷ بوده و بسیار شکننده است. وزن مخصوص آن بین ۳/۳ تا ۳/۵ گرم بر سانتیمتر مکعب است. در حرارت ۴۲۰ درجه سانتی گراد به کروندوم تبدیل می‌شود [۷].

---

<sup>1</sup>-Cryptocrystalline

<sup>2</sup>-Diaspora

<sup>3</sup>- X-ray diffraction

به طور کلی دیاسپور و بوهمیت را بیشتر در ذخایر قدیمی تر و گیبسیت را در ذخایر جوانتر می‌توان مشاهده نمود. همچنین در ذخایری که نمونه‌های آن تغییر شکل نیافته‌اند، نسبت گیبسیت و بوهمیت بیشتر و بالعکس در ذخایری که تحت تأثیر تکتونیک قرار گرفته‌اند، درصد دیاسپور بالاتر است. گیبسیت در درجه حرارت پایین و دیاسپور در درجه حرارت بالا پایدار بوده و بوهمیت بین دو فاز قرار می‌گیرد. دیاسپور و بوهمیت در درجه حرارت بالا به کروندوم تبدیل می‌شوند. انحلال کانی‌های آلومینا در مجاورت سود سوزآور (NaOH) از پارامترهای مهم تکنولوژی بوکسیت محسوب می‌شود. گیبسیت در درجه حرارت کمتری در سود سوزآور حل می‌شود، اما انحلال دیاسپور در دمای بالاتر و در حضور کاتالیزور آهک امکانپذیر است [۷].

#### • کروندوم<sup>۱</sup> $\alpha$ -Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>

ابعاد بلورهای کانی کروندوم کمتر از ۱ میلی‌متر می‌باشد و اغلب پیزوئیدهای<sup>۲</sup> تیره را تشکیل می‌دهد. کروندوم معمولاً از سنگ‌های مادر اولیه حاصل نمی‌شود و به صورت ثانویه در بوکسیت‌ها تشکیل می‌گردد. همینطور میکروکروندوم با ابعاد بلوری‌های ریزتر از کروندوم در اثر دگرگون شدن سنگ‌ها تشکیل می‌شود. مشابه بلور دیاژنیک کروندوم در چندین ذخیره بوکسیت کارستی مشاهده شده است [۷].

#### ۱-۵- کانی‌های آهن<sup>۳</sup>

مهمترین کانی‌های این گروه هماتیت، مگنتیت و گوتیت هستند. در ذخایر لاتریتی مانند بوکسیت کانسار لگه‌ترا، گوتیت  $\alpha$ -FeOOH فراوان‌ترین کانی آهن محسوب می‌شود، اما فراوان‌ترین کانی آهن موجود در بوکسیت‌های کارستی مانند بوکسیت جاجرم، هماتیت Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> است. مقدار مگنتیت Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub> در کانسارهای مختلف بوکسیت جهان بین ۰/۱ تا ۰/۰۱ درصد می‌باشد [۷].

---

<sup>۱</sup>-Corundum

<sup>۲</sup> Pisoid

<sup>۳</sup>-Iron minerals

به طور کلی محیط‌های احیاکننده یا اکسیدکننده نقش مهمی را در تشکیل کانی‌های آهن بازی می‌کنند. در مورد نقش تکتونیک می‌توان گفت که هر چه فشارهای تکتونیکی شدیدتر باشند، نسبت هماتیت به گوتیت در بوکسیت بیشتر می‌شود.

### ۱-۶- کانی‌های تیتانیوم

مهمترین کانی‌های این گروه را آناتاز، روتیل و ایلمنیت تشکیل می‌دهند [۷].

#### • آناتاز $TiO_2^2$

آناتاز در بوکسیت‌های لاتریتی از ۱ تا ۱۰ درصد دیده شده است، اما بطور عموماً ۲ تا ۴ درصد بوکسیت‌ها را تشکیل می‌دهد. اندازه بلورهای آن کمتر از یک میکرون است. این کانی از هوازدگی کانی‌های تیتانیوم دار سنگ مادر تشکیل شده است. برای مثال اسفن (Sphane) یک کانی تیتانیوم دار سنگ‌های نفلین سینیت می‌باشد.

#### • روتیل $TiO_2^3$

یکی دیگر از کانی‌های تیتانیوم دار بوکسیت‌ها، روتیل است. میزان این کانی به حدود یک درصد می‌رسد و در بعضی موارد تا ۶ درصد نیز وجود دارد. آناتاز بیشتر در ذخایر جوان و برعکس روتیل در کانسارهای قدیمی دیده می‌شوند. زیرا آناتاز با گذشت زمان و بتدریج به روتیل تبدیل می‌شود و عامل آن نه تنها زمان، بلکه فشار ناشی از وزن مواد روی بوکسیت و همچنین متامورفیسم می‌باشد.

#### • ایلمنیت $FeTiO_3^4$

ایلمنیت نیز در بوکسیت‌ها مشاهده می‌شود، اما میزان آن کمتر از کانی‌های آناتاز و روتیل است. بندرت کانی‌های یولیت<sup>۵</sup> و بروکیت<sup>۱</sup> نیز در بوکسیت‌ها مشاهده شده است.

---

<sup>1</sup>-Titanium minerals

<sup>2</sup>-Anatase

<sup>3</sup>-Rutile

<sup>4</sup>-Elmenite

<sup>5</sup>-Ulvite

## ۱-۷- کانی‌های سیلیکاته<sup>۲</sup>

از مهمترین کانی‌های این گروه که در ذخایر بوکسیت دیده می‌شوند، کائولینیت، کوارتز، شاموزیت، کلریت و ایلیت را می‌توان نام برد [۷].

### • کائولینیت<sup>۳</sup> $Al_4(OH)_8(Si_4O_{10})$

کائولینیت فراوانترین کانی سیلیکاته در بوکسیت‌های لاتریتی می‌باشد. در بوکسیت‌های با عیار بالا و سیلیس کم، میزان آن تا ۱۰ درصد می‌رسد. این کانی معمولاً در بخش‌های میانی افق بوکسیتی کم است و به طرف پایین افزایش می‌یابد.

کوارتز عمدتاً به صورت آمورف (بی‌شکل) در ذخایر بوکسیتی یافت می‌شود، شاموزیت محصول محیط-های احیاء بوده در سطح بتدریج اکسیده شده و به کائولینیت، هماتیت و گوتیت تبدیل می‌شود. بجز گروه کانی‌های ذکر شده در فوق کانی‌های دیگری نیز نظیر فلدسپات‌ها، مونت موریلونیت، زیرکن، کلسیت، دولومیت و غیره در نمونه‌های بوکسیت‌های جهان یافت شده اند. جدول (۱-۱) خلاصه مطالب بالا را نشان می‌دهد.

در کانسار جاجرم کانی اصلی آلومینا از نوع دیاسپور بوده و بعد از آن به مقدار بسیار کم بوهمیت وجود دارد. در نمونه‌های بوکسیت این کانسار هماتیت عمده‌ترین کانی گروه اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن بوده و پس از آن گوتیت با درصد ناچیزی در غالب نمونه‌ها مشاهده شده است. از گروه اکسیدها و هیدروکسیدهای تیتان دو کانی آناتاز و روتیل در نمونه‌های بلوک گل‌بینی<sup>۴</sup> کانسار جاجرم قابل مشاهده هستند و بالاخره از مهمترین سیلیکات‌های قابل مشاهده در نمونه‌های بخش گل‌بینی کانسار جاجرم، کائولینیت است که درصد بالایی را تشکیل می‌دهد. کوارتز در بعضی از نمونه‌ها با

---

<sup>1</sup>-Brokite

<sup>2</sup>-Silicate minerals

<sup>3</sup>-Kaolinite

<sup>4</sup>- Golbini

درصد پائین یافت می‌شود. علاوه بر اینها در نمونه‌های بوکسیت گل‌بینی بلورهای کلسیت و کانی‌های

آلونیت، ایلیت، مانیتیت و چند کانی دیگر مشاهده شده است [۸].

جدول ۱-۱: مهمترین کانی‌های موجود در بوکسیت [۷].

فرمول شیمیایی	نام کانی	گروه
$\gamma\text{-Al(OH)}_3$	گیبسیت	اکسیدها و هیدرواکسیدهای آلومینیوم
$\alpha\text{-Al(OH)}_3$	بایریت	
$\gamma\text{-AlO(OH)}$	بوهمیت	
$\alpha\text{-AlO(OH)}$	دیاسپور	
$\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$	کروندوم	
$\text{Al}_2\text{MgO}_4$	اسپینل	
$\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$	هماتیت	اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن
$\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$	مگهمیت	
$\text{Fe}_3\text{O}_4$	مگنتیت	
$\text{TiFe}_2\text{O}_4$	یولوایت	
$\text{Cr}_2\text{Fe}_2\text{O}_4$	کرومیت	
$\alpha\text{-FeO(OH)}$	گوتیت	
$\gamma\text{-FeO(OH)}$	لپیدوکرومیت	اکسیدها و هیدروکسیدهای تیتان
$\text{TiO}_2$	آناز	
$\text{TiO}_2$	روتیل	
$\text{TiO}_2$	بروکیت	
$\text{FeTiO}_3$	ایلمنیت	سیلیکاتها
$\text{Al}_4(\text{OH})_8(\text{Si}_4\text{O}_{10})$	کائولینیت	
$\text{Al}_4(\text{OH})_8(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{H}_2\text{O})$	هالووزیت	
$\text{Al}_2(\text{OH})_2(\text{Si}_4\text{O}_{10})$	پیروفیلیت	
$(\text{Mg}, \text{Fe})_6(\text{OH})_8(\text{Si}_2\text{Al}_2\text{O}_{10})$	کلریت	
$(\text{Fe}, \text{Mg})_6(\text{OH})_8(\text{Si}_2\text{Al}_2\text{O}_{10})$	شاموزیت	
$\text{FeS}_2$	پیریت	کانی‌های دیگر
$\text{FeS}_2$	سارکازیت	
$\text{FeCO}_3$	سیدریت	

## ۹-۱- مصارف بوکسیت

بیش از ۹۰ درصد بوکسیت استخراجی دنیا جهت تولید آلومینا به مصرف می‌رسد. مسیر مرسوم تولید آلومینیم فلزی شامل دو مرحله می‌باشد. نخست آلومینا از بوکسیت تحت فرآیند بایر استخراج می‌گردد، سپس با استفاده از فرآیند هال - هرلوت آلومینیم فلزی بدست می‌آید [۹].

### • مصارف در صنایع شیمیایی

بخشی از بوکسیت استخراجی از معادن پس از انحلال در اسید سولفوریک بصورت سولفات آلومینیم در آمده و در صنایع تصفیه آب مورد استفاده قرار می‌گیرد. آلومینای موجود در چنین بوکسیتی باید به راحتی در اسید سولفوریک قابل انحلال بوده و محتوی آهن آن نیز پایین باشد [۱۰].

### • سیمان پر آلومینا

از بوکسیت به عنوان ماده خام اولیه در صنایع تولید سیمان پر آلومینا استفاده می‌گردد. از سیمان پر آلومینا در مواردی که باید سازه‌ای در مدت زمان ۲۶ ساعت مقاوم شود، استفاده می‌گردد. این سیمان همچنین مقاومت بالایی در مقابل خوردگی و فرسایش از خود نشان می‌دهد [۱۰].

### • کمک ذوب

از بوکسیت در صنایع فولاد بعنوان کمک ذوب جهت کنترل ویسکوزیته مذاب استفاده می‌شود. مشخصه‌هایی که چنین بوکسیتی باید داشته باشد عبارتند از [۱۰].

الف) ابعاد زیر ۵۰ میکرون

ب) میزان سیلیس زیر ۷ درصد

ج) آلومینای بیش از ۵۰ درصد

د) مقادیر اندک فسفر و سولفور

ی) میزان رطوبت اندک

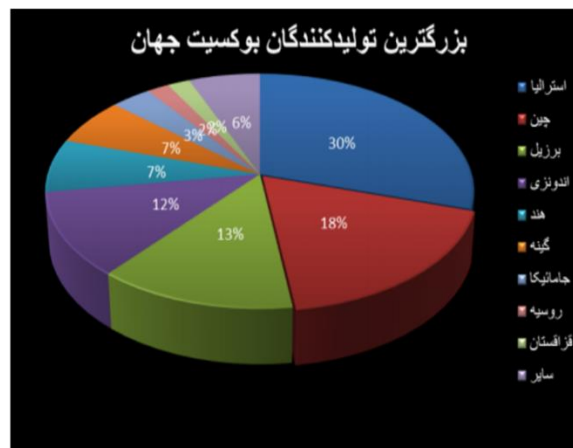
### • بوکسیت کلسینه شده مورد استفاده در صنایع نسوز



آلومینا یکی از مهمترین مواد خامی است که در صنایع نسوز مورد استفاده قرار می‌گیرد. بجز در مواردی که آلومینای موجود در مواد نسوز از کانی‌های رسی و یا سایر آلوموسیلیکات‌ها مانند آندولوزیت، کیانیت و یا سیلیمانیت است، تمامی نسوزهایی که حاوی ۴۰ تا ۴۵ درصد آلومینا می‌باشند [۱۰].

### ۱-۱۰- ذخایر بوکسیت جهان

منابع بوکسیت جهان بین ۵۵ تا ۷۷ میلیارد تن تخمین زده می‌شوند. آمریکای جنوبی و شمالی ۳۷ درصد، آفریقا ۲۳ درصد، آسیا ۱۷ درصد، اقیانوسیه ۱۳ درصد و اروپا ۱۰ درصد ذخایر جهان را در اختیار دارند. و بیشترین ذخایر بوکسیت در کشورهای گینه، استرالیا، جامائیکا، برزیل، چین و هندوستان قرار دارد [۱۱].



شکل ۱-۱: بزرگ‌ترین تولید کنندگان بوکسیت جهان [۱۱]

### ۱-۱۱- ذخایر بوکسیت ایران

در ایران ذخایر متعددی از بوکسیت با مشخصات مختلف و متغیر وجود دارد که به طور تقریبی بیشتر آنها از نوع کانسار کارستی است. این ذخایر با ترکیب کانی‌شناسی دیاسپور- بوهمیت است که در مناطق ایران مرکزی، البرز و زاگرس جای گرفته‌اند. مهم‌ترین معادن فعال بوکسیت کشور در تهران، یزد، قزوین، کهگیلویه و بویراحمد، گلستان و خراسان شمالی واقع هستند. جدول (۱-۱) میزان ذخایر و ترکیب شیمیایی بوکسیت ایران را نشان می‌دهد [۱۱].

جدول ۱-۲: میزان ذخایر و ترکیب شیمیایی بوکسیت ایران [۱۱]

نام معدن	محل	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	ذخیره (میلیون تن)
گل‌بینی ۱ تا ۸	جاجرم	۹/۹۴	۴۶/۱۶	۶/۵
زو ۱ تا ۴	جاجرم	۱۱/۱	۴۶/۲۰	۶/۳
ناش	سمنان	۷/۹۷	۴۶/۱۰	۰/۷۷
گانو	سمنان	۱۰/۵۳	۴۵/۰۵	۱/۹
چک چک	یزد	۱۰/۳۷	۴۶/۳۹	۲/۳
دشت ده شرقی	یزد	۱۲/۹۲	۴۶/۷۶	۱/۸
سینوئیه	کرمان	۱۴/۱۸	۴۵/۵۱	۰/۲
بلبلوئیه	کرمان	۱۵/۵۶	۴۰/۶۳	۲/۲
مندون	کهکلوئیه و بویر احمد	۸	۵۵/۵	۰/۷۵

### ۱-۱۲- موقعیت جغرافیایی

کارخانه آلومینای جاجرم در ناحیه شمال غربی استان خراسان شمالی در فاصله تقریبی ۱۷۵ کیلومتری جنوب غربی شهرستان بجنورد، ۱۶۰ کیلومتری شمال غربی شهرستان سبزوار و ۱۹۶ کیلومتری شمال شرقی شاهرود) در حاشیه شمالی کویر قرار دارد. این منطقه با ارتفاعی در حدود ۹۰۰ تا ۱۰۰۰ متر از سطح دریا، دارای آب و هوای کویری با زمستان سرد و تابستان گرم و خشک می‌باشد. میزان بارندگی سالانه منطقه ۱۷۹/۷ میلیمتر است که عمدتاً بصورت برف و باران می‌باشد. میزان رطوبت نسبی منطقه حداکثر ۸۴ درصد و حداقل ۴ درصد است. ارتباط جاجرم با شهرستان شاهرود و سبزوار و بجنورد از طریق راه آسفالته برقرار است. راه آهن سراسری تهران - مشهد از ۳۷ کیلومتری جنوب جاجرم عبور می‌کند [۱۲].

### ۱-۱۳- روش‌های موجود تولید آلومینا از بوکسیت

با توجه به آنکه آلومینا دارای خواص خنثی است (آمفوتر<sup>۱</sup>) می‌باشد، بنابراین می‌توان آن را با روش‌های قلیایی و اسیدی از سنگ آلومینیوم بدست آورد. اما به دلایل زیر در مقیاس صنعتی از روش‌های

<sup>۱</sup> - Amphoteric

اسیدی استفاده نمی‌شود و از این روش تنها در مراحل آزمایشگاهی و نیمه‌صنعتی استفاده می‌شود. کانی‌های آهن و تا حدی کانی‌های تیتانیوم موجود در بوکسیت در اسید سولفوریک حل می‌شوند. بنابراین موجب مصرف زیاد اسید سولفوریک و ایجاد مشکلات خالص‌سازی محلول خواهند شد.  $Al(OH)_3$  ترسیب شده از محلول‌های اسیدی ژلاتینی بوده که فیلتراسیون و شستشوی آن‌ها مشکل است. لیچینگ اسیدی تنها در مقیاس کوچک و برای تولید سولفات آلومینیوم بکار می‌رود. روش‌های قلیایی صنعتی تولید آلومینا از بوکسیت‌ها عبارتند از:

- روش هیدروشمیایی با روش بایر
- روش پخت یا سینترینگ
- روش مرکب بایر - سینترینگ

فرآیند بایر اقتصادی‌ترین روش تولید آلومینا از بوکسیت می‌باشد، که ۹۰ درصد آلومینای جهان از این روش تولید می‌شود. در ادامه این روش مورد بررسی قرار می‌گیرد [۱۳].

#### ۱-۱۴ - فرآیند بایر

استفاده از هیدروکسید سدیم برای انحلال بوکسیت در سال ۱۹۸۲ توسط کارل جوزف بایر و تولید  $Al(OH)_3$  خالص کشف شد. با تکلیس  $Al(OH)_3$  می‌توان  $Al_2O_3$  مناسب برای تولید فلز آلومینیوم بدست آورد. حدود ۹۰ میلیون تن بوکسیت در سال با این روش فرآوری می‌شود. هر ۲ تن بوکسیت ۱ تن آلومینا (۵/۰ تن آلومینیوم) و ۱ تن باطله که به آن گل قرمز<sup>۱</sup> گفته می‌شود، تولید می‌کند. سنگ خردشده بوکسیت، معمولاً برای حذف ذرات ریز رسی همراه شسته می‌شود و در یک کوره دوار خشک شده و سپس تا ۶۰-۱۰۰ مش خرد می‌شود. فرآیند خشک کردن برای بهتر خرد شدن سنگ ضروری است.

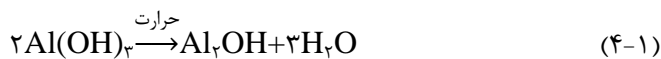
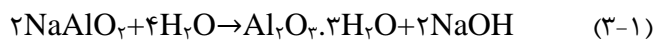
---

<sup>۱</sup> - red mud

دمای فرآیند خشک کردن باید کمتر از دمای دی هیدراسیون هیدروکسیدهای آلومینیوم باشد و در غیر این صورت به انحلال کانی‌ها لطمه وارد می‌شود. واکنش‌های فروشویی به صورت رابطه (۱-۱) و (۲-۱) هستند [۱۳].



عملیات فروشویی در اتوکلاوهای فولادی با تزریق مستقیم بخار آب گرم کردن و بهم زدن انجام می‌شود. شرایط عملیاتی بستگی به نوع کانی‌های بوکسیتی دارد. گیبسیت در غلظت NaOH و دمای کمتر حل می‌شود. زمان انحلال نیز برای گیبسیت نسبت به بوهمیت و دیاسپور کوتاه‌تر است. هر چه غلظت NaOH بیشتر باشد، سرعت انحلال بیشتر است. اما در مقابل حجم رقیق سازی زیاد و در نتیجه حمل و نقل و فیلتراسیون محلول در مراحل بعدی مشکل‌تر خواهد بود. در مرحله رسوب‌دهی، با کاهش حرارت آلومینات سدیم به  $\text{Al(OH)}_3$  تبدیل شده رسوب می‌کند. افزودن هسته‌های بلوری هیدروکسید آلومینیوم به ترسیب آن کمک می‌کند و به صورت رابطه‌های (۳-۱) و (۴-۱) می‌باشد.

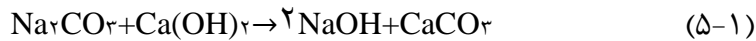


بنابراین معمولاً یک غلظت بهینه برای حلال وجود دارد که حد واسط این دو امر است (زمان انحلال و عملیات بعدی)، زمان فروشویی می‌تواند به کوتاهی ۳-۴ دقیقه باشد. اگر فرآیند در اتوکلاوهای لوله‌ای و در دمای ۳۳۰ درجه سانتیگراد و فشار ۲۵۰۰ kpa، انجام شود. زمان ته نشینی گل قرمز نیز بهبود می‌یابد. شرایط فروشویی کانی‌های آلومینیومی مختلف در جدول (۳-۱) آورده شده است [۱۳].

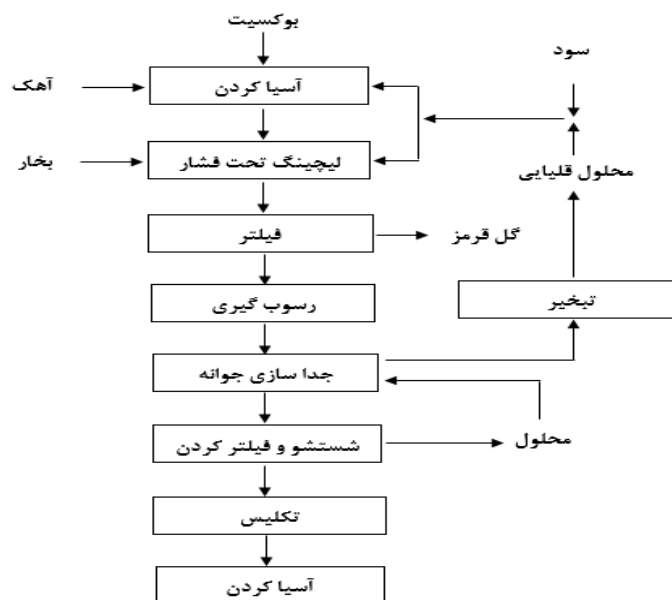
جدول ۳-۱: شرایط فروشویی کانی‌های آلومینیوم [۱۳]

زمان (ساعت)	سود (g/l)	فشار KPa	دما (°C)	کانسنگ
۱	۱۴۰	۴۰۰	۱۴۰	گیبسیت
۲-۴	۳۵۰-۶۰۰	۸۰۰	۱۸۰	بوهمیت
۲-۴	۳۵۰-۶۰۰	۸۰۰	۱۸۰	دیاسپور

در بعضی مواقع، سود طی واکنشی با افزودن کربنات سدیم و هیدروکسید کلسیم به اتوکلاو تولید می‌شود. و به صورت رابطه (۵-۱) می‌باشد.



به محلول فروشویی با ۲۰۰-۲۵۰ گرم در لیتر  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ، به اندازه کافی آهک اضافه می‌شود تا محلول حاوی ۱۴۰ گرم در لیتر سود باشد. فرآیند به مدت ۱ ساعت در دمای ۱۴۰ درجه سانتی‌گراد انجام می‌شود. این فرآیند فقط برای فروشویی گیبسیت بکار می‌رود و در مورد بوهمیت و دیاسپور غلظت سود باید بیشتر از مقدار بالا باشد. فلوشیت فرآیند بایر برای تولید  $\text{Al}_2\text{O}_3$  در شکل (۲-۱) آورده شده است.



شکل ۲-۱: فلوشیت فرآیند تولید آلومینا به روش بایر [۱۳]

## ۱۵-۱- تعریف مسئله

برای حذف سیلیس و آهن روش‌های متفاوتی ارائه شده است که در فصل‌های بعد به بیان آنها می‌پردازیم. در مورد حذف سیلیس در صورت حضور کوارتز حذف این کانی از بوکسیت توسط روش‌های مختلف مورد بررسی قرار گرفته است، جداسازی کائولینیت از بوکسیت توسط فلوتاسیون و

فلوکولانس برای کاهش عیار سیلیس در مطالعات زیادی استفاده شده است. با توجه به این که مقدار قابل توجهی آلومینیوم در این کانی وجود دارد. بهتر است حذف این کانی به صورتی انجام شود که باعث کاهش عیار آلومینیوم نگردد به همین دلیل باید از روشی استفاده شود که بتوان کائولینیت را تجزیه کرده، سیلیس آن حذف شده و آلومینیوم در جامد باقی بماند. در خصوص حذف آهن باید سعی شود کانی‌های آهن به صورت انتخابی و کمترین تأثیر حذف بر روی کانی‌های آلومینیوم دار از بوکسیت خارج شوند که روش‌های متعددی برای حذف آهن از بوکسیت به کار رفته است که از جمله آنها استفاده از روش تشویه و کلسینه کردن و سپس از جداکننده مغناطیسی و یا لیچینگ اسیدی می‌باشد.

#### ۱-۱۶- ضرورت انجام تحقیق

در بوکسیت‌هایی که میزان ناخالصی آن‌ها بیشتر است برای بدست آوردن آلومینا که از روش فرآیند بایر استفاده می‌شود، ماده معدنی بعد از استخراج و قبل از ورود به مرحله پریکار سازی (فرآیند بایر) باید کانی‌های مزاحم در آن حذف یا کاهش پیدا کند. که دو ناخالصی که در بوکسیت حائز اهمیت است کانی‌های سیلیس و آهن می‌باشد که بایستی حذف و یا کاهش یابند. در نتیجه هرچه میزان ناخالصی‌ها بیشتر باشد، باعث کاهش کارایی فرآیندهای بالا دستی خواهد شد. در صورت باقی ماندن این دو ناخالصی در بار ورودی، مشکلات و آسیب‌هایی به وجود می‌آید که شامل موارد زیر هستند:

- کاهش ظرفیت کارخانه
- افزایش تولید گل قرمز
- کاهش بازیابی کانی هدف و اتلاف آن
- افزایش مصرف سود (هیدرواکسید سدیم) در فرآیند بایر
- مشکلات اساسی در مراحل بعدی مانند ترسیب

- به همین دلیل اعمال روش‌های پیش‌فرآوری به منظور کاهش یا حذف این ناخالصی‌ها بسیار مهم و ضروری است.

#### ۱-۱۷- اهداف تحقیق

هدف از انجام این تحقیق حذف ناخالصی‌های مهم آهن و سیلیس از بوکسیت شیلی جاجرم می‌باشد به طوری که بتوان به صورت پیوسته یعنی با استفاده از روش مغناطیسی شدت بالا (خشک) بوکسیت موجود در آهن را حذف کرد و سپس با استفاده از روش لیچینگ قلیایی ناخالصی سیلیس را از آن حذف شود.

نتایج پیش‌فرآوری و حذف ناخالصی‌ها:

- استفاده از منابع معدنی با عیار کمتر و جلوگیری از اتلاف مواد با ارزش
- افزایش ظرفیت و تولید محصول با کیفیت بالاتر
- حذف بخش قابل توجهی از مواد و عناصر مزاحم
- صرفه جویی در مصرف انرژی و کاهش هزینه‌های مربوطه
- بهبود و افزایش بازیابی در بخش‌های پایین دستی

#### ۱-۱۸- ساختار پایان‌نامه

این پایان‌نامه در پنج فصل تهیه و تدوین شده است. در فصل اول مقدمه، کلیات، اهداف و ضرورت انجام تحقیق، پرداخته شده است. در فصل دوم به انواع روش‌های موجود در تولید آلومینا از بوکسیت و مروری بر کارهای انجام شده بر روی آن پرداخته شده است. در فصل سوم به روش تحقیق، شناسایی نمونه، مطالعات میکروسکوپی و کانی‌شناسی، مواد و تجهیزات مورد نیاز پرداخته شده است. همچنین، در فصل چهارم یافته‌ها و تجزیه و تحلیل نتایج ارائه شده است. در نهایت در فصل پنجم نتیجه‌گیری و پیشنهادهای تحقیق گزارش شده‌اند.





## فصل دوم

### مروری بر تحقیقات گذشته

## ۲-۱- مقدمه

در این بخش روش‌های مرسوم فرآوری بوکسیت شرح داده می‌شود. نخست اصول روش‌های فرآوری مورد استفاده بیان گردیده است و سپس نمونه‌هایی از فعالیت‌های انجام شده در خصوص فرآوری بوکسیت در مناطق مختلف دنیا ارائه می‌شود.

## ۲-۲- فرآوری به روش مغناطیسی

در پر عیارسازی به روش مغناطیسی، کلیه ذرات تشکیل‌دهنده یک کانسنگ تحت تأثیر نیروی مغناطیسی واقع می‌شوند اما نیروی مغناطیسی تنها بر روی ذراتی با خواص مغناطیسی مشخص اعمال می‌شود. نیروی ثانویه و یا ترکیبی از نیروهای مختلف هم نه تنها بر روی ذرات مغناطیسی بلکه بر روی ذرات غیرمغناطیسی در جهات مختلف هم مؤثر است که از آن جمله می‌توان به نیروهای ثقل، گریز از مرکز، و مقاومت سیال به عنوان نیروهای مختلف و همچنین به دیگر نیروهای مانند اصطکاک، الکترو استاتیک، و اندروالس و موئینگی که اثر جانبی دارند اشاره کرد. فرآیند جدایش مواد مغناطیسی از مواد غیرمغناطیسی را پیچیده و مشکل می‌سازد. فقط چهار عنصر آهن، کبالت، گادولینیوم<sup>۱</sup> و نیکل خاصیت فرومغناطیسی شدید دارند. بنابراین کوچکترین تغییر از نظر حضور هر یک از عناصر نامبرده در ساختار بلور تشکیل‌دهنده یک کانی، خواص مغناطیسی آن تغییر می‌کند. در فرآوری مواد معدنی، جداکننده‌های مغناطیسی به منظور اهداف خاصی به کار می‌روند و بر اساس بافت و کانی شناسی از جداکننده‌های مغناطیسی خشک یا تر و یا شدت بالا یا پایین و یا ابررسانا استفاده می‌شود. بنابراین تنوع و پیچیدگی ماده معدنی از یک سو و عملیات مورد نظر از سوی دیگر فرآیندهای مختلفی را طلب می‌کند [۱۴].

در فرآوری مواد معدنی به روش مغناطیسی با شدت زیاد، به منظور دستیابی به درجه آزادی قابل قبول، باید ماده معدنی را تا حد زیادی نرم کرد که در نتیجه، طی جدایش مغناطیسی ممکن است

<sup>۱</sup> - Gadolinium Atomic number 64

ذرات ریز، گره‌هایی را تشکیل دهد و دقت جدایش را کاهش دهند. بنابر این لازم است تا بار اولیه قبل از جدایش، به روش مناسبی، کاملاً به سوسپانسیون پایدار (تفرق کامل ذرات) تبدیل شود و سپس تحت جدایش مغناطیسی قرار گیرد. [۱۵].

جداکننده‌های مغناطیسی از نظر نحوه و شرایط کار به چند دسته مختلف تقسیم می‌شود که به شرح زیر است:

۱- جداکننده‌های مغناطیسی خشک با شدت کم: از این نوع جداکننده‌ها برای پر عیار سازی ذرات نسبتاً درشت و شدیداً مغناطیسی استفاده می‌شود، که به فرآیند کوبینگ<sup>۱</sup> نیز معروف است.

۲- جداکننده‌های مغناطیسی تر با شدت کم: بیشترین کاربرد این جداکننده‌ها در بازیابی مواد فرو مغناطیسی از واسطه سنگین و همچنین پر عیارسازی کانسنگ‌های مغناطیسی آهن است.

۳- جداکننده‌های مغناطیسی استوانه‌ای: این جدا کننده از استوانه دوار تشکیل شده است که تعداد ۳ تا ۶ آهن‌ریا را با قطب‌های معکوس نسبت به یکدیگر در خود جای می‌دهد.

۴- جداکننده‌های مغناطیسی خشک با شدت زیاد: در این جداکننده‌ها، به منظور جدایش ذرات، نیروی جاذبه مغناطیسی عمداً در جهت عکس نیروهای مخالف (نیروی ثقل و یا گریز از مرکز) اعمال می‌شود.

۵- جداکننده‌های مغناطیسی تر و با شدت گرادیان زیاد: این جداکننده‌ها، تفاوت‌های قابل توجهی با سه نوع عنوان شده دارند. به عبارت دیگر در این نوع، پالپ از داخل ماتریس عبور می‌کند در انواع ذکر شده، بار اولیه از سطح نوار نقاله و یا غلتک (استوانه) عبور داده می‌شود. ماتریس وسیله‌ای است که اجزای اصلی آنرا مواد فرومغناطیسی با شکلی خاص تشکیل می‌دهد و توسط یک میدان مغناطیسی خارجی خاصیت آهنربایی به خود می‌گیرد.

---

<sup>۱</sup> - Cubing process

۶- جداکننده‌های مغناطیسی با گرادیان زیاد (HGMS<sup>۱</sup>): بسته به میزان مواد مغناطیسی موجود

در بار اولیه، این جداکننده‌ها در دو مدل پیوسته و غیرپیوسته ساخته می‌شوند.

۷- جداکننده‌های مغناطیسی ابررسانا: این نوع جداکننده‌ها از آلیاژهای از نوع نیوبیوم - تانتال

(Ta -Nb) و بیش از ۲۰ عنصر دیگر هستند که در دمای پایینی هیچ مقاومتی در مقابل

جریان الکتریکی از خود نشان نمی‌دهند. در این دما از این آلیاژها سیم پیچ‌هایی تولید می‌شود

که پس از قطع جریان مقداری از جریان در این سیم پیچ‌ها باقی می‌ماند و یک آهنربای دائمی

را تشکیل می‌دهد [۱۶].

تحقیقات انجام شده در زمینه جداکننده مغناطیسی به شرح زیر است:

بیهی مارو و همکاران در سال (۱۹۹۷)، تاثیر فرآیندهای مختلف را قبل از ورود بار اولیه به جداکننده

مغناطیسی بررسی کردند، که ماده معدنی به سه حالت وارد بخش جداکننده مغناطیسی شد، در

حالت اول ماده بدون تغییر وارد جداکننده شد که شدت مغناطیسی جداکننده برابر با ۱۴۰۰ گوس

شد. میزان آلومینا در ترکیب ۵۳ درصد و آهن ۲/۲ درصد رسید. در حالت دوم بار اولیه در فرآیند

تکلیس با ابعاد ۱ تا ۰/۰۵ میلیمتر تحت حرارت ۸۰۰ درجه سانتی‌گراد به مدت ۳۰ دقیقه قرار گرفته

تا برخی از ناخالصی‌های آن خارج شده، بار خروجی از بخش تکلیس برای حذف آهن وارد جداکننده

مغناطیسی با شدت ۷۰۰۰ گوس شد و ۷۷ درصد آهن حذف گردید. در حالت سوم ماده معدنی با

d<sub>۸۰</sub> عبوری از ۸ میلی متر در دمای ۸۰۰ درجه سانتی‌گراد به مدت ۳۰ دقیقه با ۵ درصد کک (برای

احیای آهن) تحت فرآیند تشویه قرار گرفت، بار خروجی با خردایش ابعاد زیر ۱ میلیمتر رسیده و

سپس وارد جداکننده مغناطیسی با شدت ۲۰۰۰ گوس شد که ۶۲ درصد آهن آن حذف شد [۱۷].

ژوو و همکاران در سال ۲۰۱۳ از بین بردن آهن از بوکسیت آهنی بالا با جداسازی مغناطیسی را مورد

بررسی قرار دادند. تأثیرات چندین عامل بر جداسازی مغناطیسی مورد بررسی قرار گرفت. نتایج

<sup>۱</sup> - High Gradian magnetic Separator

تجربی نشان می‌دهد که خردایش به طور قابل توجهی بر میزان بازیابی  $Al_2O_3$  تأثیر می‌گذارد، جریان مغناطیسی بر میزان حذف  $Fe_2O_3$  تأثیر می‌گذارد. میزان حذف  $Fe_2O_3$  برابر  $76/93$  درصد و میزان بهبودی  $Al_2O_3$   $84/03$  درصد در بهترین شرایط برای آسیاکنی ذرات کوچکتر از  $0/043$  میلیمتر و جریان مغناطیسی برابر  $1/4$  تسلا بود [۱۹].

باگات و همکاران در سال ۲۰۰۶ به بررسی جدایش مغناطیسی خشک کانسنگ بوکسیت پرداختند. نمونه‌ها به زیر ۲ میلی متر خردایش شدند و در ۴ سری ابعادی طبقه بندی شدند. این مطالعه نشان داد که بهترین نتیجه جدایی را می‌توان در سرعت مطلوب ۳ دور در دقیقه بر روی سری ابعادی با اندازه بیشتر از ۳۵۰ میکرون و کمتر از ۶۹۰ میکرون می‌باشد. مقادیر  $Fe_2O_3$  و  $TiO_2$  را می‌توان به  $1/52$  درصد و  $5/16$  درصد که در کنسانتره این مقادیر برابر  $3/31$  درصد و  $7/31$  درصد در خوراک بود را کاهش دهد [۲۰].

ژنگ جن و همکاران در سال ۲۰۱۳، کاهش مناسب و جدا شدن Fe-Al از گیبسیت آهن بالا را مورد بررسی قرار دادند. نتایج نشان داد که درمورد نمونه‌های دارای  $34/68$  درصد آهن و  $23/85$  درصد آلومینا، کنسانتره آهن فلزی با  $78/23$  درصد آهن و محصول غیر مغناطیسی با  $53/53$  درصد آلومینا بدست آمد. نسبت بازده آهن و آلومینا به ترتیب  $24/89$  و  $86/09$  درصد است. کنسانتره آهن فلزی را می‌توان به عنوان بار فولادسازی با استفاده بیشتر از آن استفاده کرد و آلومینا را می‌توان بیشتر از محصول غیر مغناطیسی استخراج کرد [۲۱].

گانگوی و همکاران در سال ۲۰۱۶ استخراج آلومینا نشأت گرفته از باطله توسط جداکننده مغناطیسی با پخت بوکسیت‌های باقی مانده را مورد بررسی قرار دادند. اثر پارامترهایی مانند غلظت عامل لیچینگ (NaOH)، دما و زمان استخراج آلومینا بررسی شده است. علاوه بر این، تأثیر فرآیند پخت تقلیل کننده جریان بالا و مواد افزودنی سدیم در استخراج آلومینا نیز مورد مطالعه قرار گرفته است. نتایج نشان داد که فرایند کاهنده برای استخراج آلومینا مطلوب است در حالی که مواد افزودنی

سدیم اثر نامطلوبی را نشان می‌دهد. ۸۲/۹۰ درصد آلومینا در شرایط بهینه از پس مانده بوکسیت حاوی ۱۹/۵ درصد وزنی جدا شد [۲۲].

ژانگ جن و همکاران در سال ۲۰۱۷ به بررسی احیاء فلزات و جدایش مغناطیسی آهن از ذرات ریز از سنگ معدن بوکسیت حاوی آهن زیاد پرداختند. نتایج نشان می‌دهد که با شرایط احیا دما ۱۴۰۰ درجه سانتیگراد، زمان احیا ۱۸۰ دقیقه، اندازه ذرات سنگ معدن کمتر از ۲ میلی‌متر و شدت میدان مغناطیسی ۴۰ کیلو آمپر بر دقیقه، حدود ۸۹/۲۴ درصد آهن را می‌توان از سنگ معدن بوکسیت بالا به عنوان فلزی حذف کرد. در همین حال، ۸۶/۰۹ از آلومینیوم به عنوان آلومینا در بخش غیرمغناطیسی باقی مانده است [۲۳].

چان و همکاران در سال ۲۰۱۷ به مطالعه بازیابی آهن از گل قرمز با کاهش درجه حرارت بالا بریکت‌های کربن پرداختند. کاهش دمای بالای گل‌های قرمز در غیاب و حضور بورات سدیم برای تسهیل بازیابی بعدی آهن با جداسازی مغناطیسی مرطوب انجام شد. بورات سدیم باعث بهبود بازیافت آهن و همچنین افزایش اندازه ذرات آهن فلزی به طور قابل توجهی می‌شود. کاهش دمای بالا در حضور ۴٪ سدیم بورات باعث افزایش درجه آهن پودر فلزی به ۹۰/۰۵ درصد در مقایسه با ۸۰/۲۴ درصد بدون سدیم بورات در شرایط مطلوب پخت شد. در دمای ۱۳۰۰ درجه سانتیگراد به مدت ۳۰ دقیقه. شواهد تجربی نشان داد که بورات سدیم باعث کاهش اکسیدهای آهن و رشد دانه‌های آهن فلزی می‌شود که منجر به جدایی بهتر بین آهن و باند در طی جداسازی مغناطیسی بعدی می‌شود [۲۴].

ینگ و همکاران در سال (۲۰۱۹)، برای حذف آهن از بوکسیت با عیار بالای آهن از کاهش نیمه‌ذوب و سپس جداکننده مغناطیسی استفاده کردند. در این تحقیق تاثیر دما، زمان، مورد بررسی قرار گرفت. آنها در این تحقیق نتیجه گرفتند که دمای نیمه‌ذوب ۱۴۲۵ درجه سانتی گراد، زمان ۱۵ دقیقه و

جداکننده مغناطیسی با شدت ۴۰۰۰ گوس صورت گرفته و حدود ۹۶/۸۴ درصد آهن حذف شده است. از این تحقیق می‌توان نتیجه گرفت که فرآیند تشویه با کاهش شدت مغناطیسی به ۱۸۰۰ تا ۲۰۰۰ گوس به بازیابی ۶۹ درصد آلومینیوم و ۶۲ درصد حذف آهن مناسب تر از دو روش دیگر می‌باشد [۱۸].

ری و همکاران در سال (۲۰۱۹)، به بررسی بازیابی آهن از باقی مانده بوکسیت با استفاده از جداسازی‌ها پیشرفته پرداختند. در این تحقیق روش‌های بازیابی فیزیکی مانند جداسازی مغناطیسی چندمرحله‌ای، استفاده از پسماندهای حاوی کربن به عنوان کاهش‌دهنده و جداسازی با استفاده از سیکلون هیدروژنی مورد بحث قرار گرفت. آنها در این تحقیق با استفاده از روش‌های متفاوت آهن موجود در آن را از ۵۰ درصد به ۷۰ درصد افزایش دادند [۲۵].

### ۲-۳- فرآوری به روش لیچینگ

در کشورهایی که از نظر ذخایر بوکسیت قابل استفاده در فرآیند بایر فقیر می‌باشند، روش‌های جایگزین بسیار متنوعی توسعه یافته است و به طور کلی این روش‌ها را که جهت تولید آلومینا از کانه‌های آلومینیوم‌دار پیشنهاد شده‌اند، می‌توان به دو گروه طبقه‌بندی کرد: روش‌های قلیایی و روش‌های اسیدی [۲۶].

### ۲-۳-۱- روش‌های لیچینگ قلیایی

روش‌های قلیایی (برای مثال فرآیند بایر) برای آلومینیوم کاملاً انتخابی می‌باشند زیرا آهن در محلول‌های قلیایی تقریباً نامحلول است و امکان جدایش سیلیکات‌های آلومینیوم و سیلیس نیز فقط با هزینه فروش آلومینیوم استخراج شده قابل توجیه است [۲۷].

مهم‌ترین و مشکل‌سازترین کانی‌های مزاحم موجود در ذخایر بوکسیتی، کانی‌های حاوی سیلیس فعال می‌باشند، که اثرات نامطلوب فراوانی بر روی بازدهی فرآیند بایر می‌گذارند. در طول فرآیند بایر در واکنش اصلی صورت می‌گیرد. در اثر واکنش کانی‌های رسی با سود سوزآور، سیلیکات آلومینیوم -

سدیم نامحلول تشکیل می‌گردد. در اثر تشکیل این جامد نامحلول بطور تقریبی یک تن سود به ازای هر تن سیلیس موجود در کانسنگ مصرف می‌شود. علاوه بر این ۰/۱ درصد تا ۰/۲ درصد سود به جهت تشکیل ترکیباتی از قبیل  $\text{Na}_2\text{CO}_3, \text{NaAlO}_2$  و یا  $\text{Na}_2\text{SO}_4$  مصرف می‌شود. X موجود در فرمول سودالیت نیز بستگی به میزان همین ترکیبات در نمونه دارد. انحلال بوکسیت‌های بوهمیتی و دیاسپوری نیاز به حرارت و فشار بالا دارد. به همین دلیل کوارتز موجود در بوکسیت با سود واکنش داده و حل می‌شود. طی واکنش انحلال کوارتز علاوه بر آنکه به ازای هر تن سیلیس موجود در بوکسیت یک تن سود هدر می‌رود، یک تن از آلومینا نیز حل شده و به صورت سودالیت رسوب می‌نماید که خود موجب کاهش بازیابی آلومینا می‌گردد. بنابراین در فرآیند بایر با حرارت و فشار بالا که جهت استخراج آلومینا از ذخایر بوهمیتی و دیاسپوری صورت می‌پذیرد هر دو کانی حاوی سیلیس یعنی کانی‌های رسی و کوارتز توسط سود سوزآور حل می‌شوند لذا تمامی سیلیس موجود در نمونه از نوع سیلیس فعال می‌باشد [۲۷].

## ۲-۳-۲- روش‌های لیچینگ اسیدی

در روش‌های اسیدی اساساً سیلیس نامحلول باقی می‌ماند اما فرآیند لیچینگ برای آلومینیم انتخابی نیست زیرا آهن، پتاسیم، سدیم، منیزیم و کلسیم عموماً به همراه آلومینیم حل می‌گردند. در مرحله بعد نیز جهت بدست آوردن آلومینیم با عیار متالورژیکی، معمولاً آهن حذف می‌گردد [۲۸]. در اوایل دهه ۸۰ میلادی حذف آهن از بوکسیت موضوع بسیاری از تحقیقات قرار گرفت و دلایل عمده گرایش به آن عبارتند از:

۱- بوکسیت کم آهن (۲ درصد  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ، ۴ درصد  $\text{TiO}_2$ ، ۰/۱ درصد  $\text{CaO}$  فلزات قلیایی و قلیایی خاکی بین ۰/۰۲ درصد تا ۰/۶ درصد) کاربردهای جدیدی در تولید نسوزها دارد و هر چه میزان آهن آنها کمتر باشد کیفیت نسوز بالاتر است.



۲- حذف آهن از بوکسیت قبل از فرآیند بایر آلودگی‌های زیست محیطی گل قرمز را کاهش می‌دهد و امکان بازیابی عناصر باارزش مانند وانادیم و گالیم را میسر می‌سازد.

۳- بوکسیت عاری از آهن می‌تواند هم جهت تولید آلومینا توسط فرآیند بایر و هم جهت تولید کلرید آلومینیم بی آب بکار رود [۲۹].

به دلیل موفقیت کم روش‌های فیزیکی از جمله جدایش مغناطیسی آهن و کلسیم از بوکسیت و روش‌های شیمی فیزیکی مانند تشویه احیائی، روش‌های متنوع شیمیایی و ترموشیمیایی جهت حذف آهن ارائه شده‌اند: واکنش با کلرید آمونیم، واکنش با آب اشباع از کلر، کلرزی، تشویه واکنش کلرزی، کلرزی انتخابی احیا با هیدروژن به‌مراه تشکیل  $\text{Fe}(\text{CO})_5$  واکنش با اسید کلریدریک گازی و واکنش با اسید کلریدریک محلول در آب [۳۰].

حذف آهن توسط محلول اسید کلریدریک دارای این مزیت است که باعث انحلال انتخابی کانی‌های موجود در بوکسیت در نرخ‌های مناسب می‌گردد (از جمله کانی‌های آهن، نیکل، کروم، وانادیم و کربنات‌های آهن و کلسیم و منیزیم) [۳۰].

کلسیم موجود در محلول آهن دار به کمک رسوب دادن سولفات کلسیم با افزودن اسید سولفوریک امکان‌پذیر می‌باشد. وقتی محلول حاصل و عاری از کلسیم در فرآیندی به‌مراه گاز کلرید هیدروژن بخار شوند، کلرید آلومینیم بصورت  $\text{AlCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  جدا می‌شود. در محلولی نیز که به همراه اسید کلریدریک بخار می‌شود، کمپلکس‌های کلر بصورت  $\text{FeCl}_4^-$  تشکیل می‌شوند. به کمک فرآیندهای حرارتی یا فرآیندهای تبادل یونی، کلرید آهن  $\text{FeCl}_3$  بدست می‌آید. از طرفی اکسید آهن با خلوص بالا را نیز می‌توان از تجزیه حرارتی کلرید آهن به‌مراه آب تولید نمود. از بوکسیت سفید پس از فرآیند لیچینگ و شستشو می‌توان با کارایی بالا و با مصرف مقدار کمتری سود سوزآور، آلومینا استخراج کرد. از طرف دیگر بدین صورت با لیچینگ اسیدی پسماند فرآیند بایر که ترکیبات با ارزش آن غنی‌تر شده‌اند مانند کانیهای تیتانیم و عناصر نادر (گالیم و اسکاندیم و ...) می‌توان این ترکیبات و عناصر را بازیابی نمود [۳۰].

تحقیقاتی بسیار زیادی جهت بررسی امکان فرآوری بوکسیت کم عیار جهت مصارف متالورژیکی توسط روش لیچینگ به انجام رسیده است.

فیش و همکاران در سال (۱۹۸۳)، لیچینگ انواع مختلف بوکسیت را توسط اسید کلریدریک مورد تحقیق قرار دادند [۳۱].

قلی‌نژاد و همکاران در سال (۱۹۹۹)، در تحقیق روی حذف آهن از بوکسیت‌های کم عیار به کمک لیچینگ توسط اسید کلریدریک و بررسی اثر دما، غلظت اسید، درصد جامد و زمان لیچینگ، این روش را روش کارآمد جهت تولید محصولی برای مصارف متالورژیکی از بوکسیت داشته است. در این تحقیق مقدار بهینه دما را ۹۰ درجه سانتی‌گراد و میزان بازیابی آهن را در این حالت و بدون عملیات کلسیناسیون حدود ۸۰ درصد گزارش کرده است. و همچنین غلظت اسید را ۹ مول بدست آورده است. در این تحقیق استخراج آهن را وابسته به غلظت اسید کلریدریک دانسته و غلظت اسید تاثیر بسزایی در انحلال آهن دارد [۳۲].

نوع پرست و عبدالهی در سال (۲۰۰۴) در تحقیقی نشان دادند، مقدار انحلال  $\text{SiO}_2$  چه با تغییر نوع اسید و چه با تغییر غلظت اسید و زمان لیچینگ، تقریباً ثابت مانده و بین ۰/۲ تا ۰/۰۲ درصد متغیر است [۳۳].

منعمی و همکاران در سال (۱۳۸۳)، کاهش آهن در محلول سولفات آلومینیوم حاصل از لیچینگ بوکسیت با اسید سولفوریک را مورد مطالعه قرار دادند. وجود عناصر مزاحمی از قبیل آهن در محلول سولفات آلومینیوم حاصل از لیچینگ اسید سولفوریکی بوکسیت، کاربرد سولفات آلومینیوم را محدود می‌سازد. روش کاربردی برای کاهش آهن محلول در این تحقیق روش جاروسیت می‌باشد. فرآیند آهن‌زدایی صورت گرفته بر روی محلول ساختگی به روش جاروسیت نشان داد که از میان مواد شیمیایی مختلف، سولفات پتاسیم توانایی بالاتری برای تشکیل رسوب جاروسیت دارد. زمان بهینه

برای واکنش جاروسیت در شرایط آزمایش ۶ ساعت بوده محلول ساختگی در فرآیند pH که با افزایش زمان استخراج آهن تغییر محسوسی نمی‌کند. با افزایش جاروسیت تا ۳/۵، حدود ۹۰٪ از آهن محلول استخراج می‌شود. فرآیند آهن زدایی جاروسیت صورت گرفته بر روی محلول حاصل از لیچینگ نیز نشان داد که بوسیله سولفات پتاسیم به عنوان عامل رسوب دهنده در فرآیند جاروسیت و زمان ۶ ساعت و دمای ۱۰۰ درجه می‌توان به استخراج آهن ۴۳/۸۴ درصد رسید [۲۶].

ثقه‌الاسلامی و همکاران درسال (۱۳۸۴)، بررسی کاهش آهن(III) در محلول سولفات آلومینیوم از مرحله لیچینگ تا مرحله استخراج را مورد مطالعه قرار دادند. در این تحقیق هدف اصلی بیان راهکاری برای کنترل آهن از ابتدای فرآیند لیچینگ تا مرحله استخراج و بررسی پارامترهای مهم در استخراج و همچنین پیدا کردن ارزان‌ترین استخراج‌کننده و ارزان‌ترین رقیق‌کننده آلی بدون استفاده از افزودنی های گران قیمت در این روش بود [۳۴].

کلینی و همکاران درسال (۱۳۸۸)، امکان حذف آهن از سنگ معدن بوکسیت با استفاده از روش لیچینگ اسیدی به منظور غنی سازی بوکسیت بررسی شد. در این نمونه نوع بوکسیت از نوع دیاسپوری بوده و آهن موجود در آن از نوع هماتیت بود. ابتدا آزمایش‌های جهت تعیین شرایط بهینه کلسیناسیون انجام شد. آزمایش‌های لیچینگ با استفاده از کلریدریک اسید و دمای ۹۰ درجه سانتی‌گراد، مدت زمان ۱۲۰ دقیقه، غلظت اسید ۶ مولار، درصد جامد ۱۵، سرعت همزنی rpm ۳۰۰ و خردایش تا ریزتر از ۲۵۰ میکرون به عنوان شرایط بهینه لیچینگ تعیین شدند. نتایج این پژوهش نشان داد که شرایط بهینه کلسینه کردن و لیچینگ می‌توان ۹۷/۱ درصد آهن موجود در نمونه بوکسیت را حذف کرده و عیار هماتیت در جامد باقیمانده را از ۱۹/۲۰ به ۱/۸۸ کاهش داد و دمای لیچینگ و غلظت اسید تاثیر به سزایی در میزان حذف آهن دارد [۳۵].

آسنا و همکاران درسال (۲۰۱۲)، در تحقیقی استخراج آلومینا از بوکسیت‌های کم‌عیار با استفاده از فرآیند پیرو هیدرو متالورژیکی انجام شد. آنها بوکسیت را به همراه آهک و کربنات سدیم در دمای

حدود ۹۰۰ درجه سانتیگراد کلسینه کردند، سپس برای استخراج آلومینا عملیات لیچینگ در دما و زمان های مختلف انجام شد [۳۶].

ساید و همکاران در سال (۲۰۱۶)، سینتیک لیچینگ بوکسیت گیبسیتی با هیدروکسید سدیم را بررسی کردند. در این تحقیق تاثیر اندازه ذرات، غلظت هیدروکسید سدیم و زمان واکنش بر نرخ استخراج  $Al_2O_3$  مشخص شد [۳۷].

## ۴-۲- فرآوری به روش فلوتاسیون

بدون شک فلوتاسیون کارآمدترین روش کانه آرای است و بیشترین کاربرد را در آرایش مواد معدنی دارد. با استفاده از این روش بهره برداری از کانسارهای بزرگ با عیار کم و کانی شناسی پیچیده امکان پذیر شده است.

این روش بر مبنای خواص شیمی فیزیکی سطوح جامدات برای ذرات ۲۰ تا ۲۰۰ میکرون در یک محیط سیال و جریان هوا برای ایجاد حبابهای مناسب بنا شده است. ذراتی که در حالت ایده آل از یک فاز تشکیل شده اند در داخل آب، پالپ را تشکیل می دهند که رقت آن ۲۵ تا ۴۵ درصد جامد است. این پالپ با بعضی مواد شیمیایی مخلوط می شوند تا pH مطلوب بدست آید. سپس با مواد شیمیایی دیگر به نام متفرق کننده که نقش متفرق کردن ذرات ریز یا نرمه از سطح کانی ها را داراست، مخلوط می گردند. در مرحله بعد با مواد شیمیایی به نام بازداشت کننده ها که توانایی آنگیر کردن سطوح ذرات را دارا هستند، آغشته می گردد. سرانجام پالپ با مواد آلی دیگری که کلکتور نام دارد آغشته می شود. پالپ آماده شده وارد سلول های فلوتاسیون می شود. سپس جریان هوا برای تولید حباب هوا وارد این پالپ می شود. ذرات آبران شده توسط حباب های هوا به سطح پالپ منتقل می شوند و از سلول خارج می گردند [۳۸]. مطالعات گذشته نشان داده اند که در مورد اکثر کانی های غیر فلزی، شرایط انجام فلوتاسیون به مراتب پیچیده تر و مشکل تر از کانی های فلزی بوده است. در مورد فلوتاسیون بوکسیت این موضوع بطور بسیار آشکار خود را نشان می دهد.

در کانسارهای بوکسیت به دلیل نزدیک بودن خصوصیات شیمی فیزیکی سطوح کانی‌های گانگ و اصلی، جدایش کانی‌های گانگ و کانی‌های اصلی به سختی انجام شده است و نیاز به روش‌های خاص است [۳۸]. حجم کارهای انجام شده در این زمینه در دنیا خود نیز نشانه‌ای از پیچیدگی و مشکل بودن این روش برای کانسارهای بوکسیت است.

## ۲-۵- فرآوری به روش فلوتاسیون مستقیم و معکوس

فلوتاسیون علم جدایش کانی‌ها بر اساس اختلاف در خصوصیت سطحی آن‌هاست، در این روش شرایط پالپ از طریق اضافه کردن واکنش‌گرهای شیمیایی به نحوی تنظیم می‌شود که سطح برخی از کانی‌ها به طور انتخابی آبگریز شود، سپس با ایجاد حباب‌های هوا در سلول فلوتاسیون، کانی‌های آبگریز جذب هوا شده و سایر کانی‌های دارای سطح آبدوست در سلول باقی می‌مانند و به این طریق جدایش آن‌ها از هم دیگر انجام می‌گیرد. در فلوتاسیون بوکسیت‌های سیلیس بالا، به منظور سیلیس‌زدایی آن‌ها با افزودن واکنشگرهای خاص، دو نوع روش فلوتاسیون استفاده می‌شود در یکی از کانی‌های سیلیکاته شناور شده و با کف‌روبی جدا می‌شوند و فاز باقی مانده در سلول فلوتاسیون در واقع همان کانی‌های آلومینیوم‌دار و به عبارتی دیگر بوکسیت سیلیس‌زدایی شده است و با توجه به این که اگر در فرآیند فلوتاسیون، کانی‌های گانگ شناور شوند و کانی‌های با ارزش در سلول باقی بمانند به آن فلوتاسیون معکوس گفته می‌شود. در روش دیگر کانی‌های با ارزش به بخش کف انتقال یافته و به عنوان کنسانتره خارج می‌شود و بخش دیگر که ناخالصی‌ها می‌باشند در سلول فلوتاسیون باقی می‌مانند به این نوع فرآیند فلوتاسیون مستقیم می‌گویند [۳۸].

لیو و همکاران در سال (۲۰۱۹)، از پروپیل گالات (Propyl gallate) به عنوان یک کلکتور انتخابی جدید به جای سدیم اولات (NaOl) کلکتور سنتی مورد استفاده برای فلوتاسیون دیاسپوری استفاده کرد. در این تحقیق نتایج نشان می‌دهد که PG توانایی جمع‌کنندگی بالایی برای دیاسپور نسبت به

کائولینیت در شرایطی که مقدار کلکتور 15mg/l و pH=7-9 باشد. در مقایسه با کلکتور NaOI، PG نشان داد که قدرت انتخابی بالاتری برای دیاسپور در برابر کائولینیت را دارد. با استفاده از آنالیزهای پتانسیل زتا، FTIR، XPS جذب سطحی PG به روی دیاسپور از طریق جذب شیمیایی و پیوند هیدروژنی بیشتر انجام شده در حالی که PG به سختی بر روی سطوح کائولینیت جذب شده است. این نتایج نشان می‌دهد که PG می‌تواند به عنوان یک کلکتور جدید برای فلوتاسیون دیاسپور به کار گرفته شود [۳۹].

ژانگ و همکاران در سال (۲۰۰۴)، در آزمایش‌های فلوتاسیون برای هر سه کانی رسی از یک کلکتور کاتیونیک به نام دو دسیل آمین (DDA) استفاده نمودند که نتایج آزمایش‌ها نشان می‌دهد که در یک شرایط پالپ با pH کمتر از ۵ پیروپیلیت و کائولینیت قابلیت فلوته‌شدن بیشتری نسبت به ایلیت داشته و این در حالی است که قابلیت فلوته شدن ایلیت حتی در pH برابر ۲ کمتر از ۶۰ درصد می‌باشد و pH تقریباً مناسب برابر ۳/۵ می‌باشد. هنگامی که فلوتاسیون در PH برابر ۷ باشد، بازیابی پیروپیلیت، کائولینیت و ایلیت به ترتیب ۴۵ درصد، ۴۰ درصد و ۱۰ درصد بدست آمده است، چنین بازیابی پایینی بویژه در مورد کانی ایلیت به نسبت بالای آلومینا به سیلیکا در باطله فلوتاسیون نمی‌توان انتظار بازیابی بالاتر از این داشت [۴۰]. مشخصات جذب کلکتور بوسیله آنالیزهای اسپکتروسکوپیک مادون قرمز نشان می‌دهد که کلکتورها روی سطح کانی‌ها به وسیله جذب الکتروستاتیک جذب شده‌اند.

ژانگ و همکاران در تحقیقی دیگر در سال (۲۰۰۳)، با استفاده از یک اسید متوسط به نام (AEDA) n(2-aminoethyl)-dodecanamide در PH بین ۴ تا ۴/۸ در غلظت ۰/۲ mmol/l توانستند به فلوتاسیون موثر کائولینیت دست یابند. در این آزمایش بازیابی کائولینیت ۹۸ درصد و بازیابی پیروپیلیت و ایلیت حدود ۸۰ درصد بود. وابستگی کمتر به pH در این کلکتور نسبت به DDA وجود دارد. در مقایسه با DDA، AEDA یک کلکتور مناسب‌تری می‌باشد. قدرت جمع‌آوری قوی‌تر AEDA

نسبت به DDA به اتحاد درون مولکول‌های کلکتور AEDA بواسطه‌ی پیوندهای هیدروژنی بین گروه-های آمینو و کربونیل مولکول‌های مجاور بستگی دارد. یک کلکتور مشابه با نام (3-n(APDA) aminopropyl)-dodecanamide در آزمایشگاه ساخته شده که با غلظت ۰/۲ mmol/l بازیابی ایلیت و کاتولینیت در حدود ۷۵ درصد بود در حالیکه پیروپیلیت نزدیک ۹۲ درصد می‌رسد. موضوعی که در این تحقیقات به دست آمد قابلیت فلوتاسیون کانی‌های رسی با (APDA) می‌باشد که وابستگی آنها به pH نسبت به دو کلکتور دیگر کمتر است. بنابراین کلکتور APDA می‌تواند یک کاندیدای مناسب برای فلوتاسیون معکوس کانی‌های دیاسپور باشد [۴۱].

## ۲-۶- روش بیولیچینگ

این روش به عنوان یک فرآیند انحلال هیدرومیتالورژی با کمک میکروارگانیزم‌ها برای بازیابی فلزات از سنگ معدن یا کنسانتره تعریف شود. همچنین در تصفیه باطله‌های فرآیند پردازش مواد معدنی و آلاینده‌های محیط زیستی صنعتی کاربرد دارند. این روش عمدتاً برای بیولیچینگ مواد معدنی سولفیدی استفاده می‌شود و باکتری‌های کمولیتوآتوتروفی که برای این فرآیندهای کاربرد دارند در خاک‌ها و آب‌های مناطق معدنی یافت می‌شوند و آب‌های اسیدی جاری در معادن ناشی از فعالیت همین میکروارگانیزم‌ها می‌باشد. در طی سه دهه گذشته بیولیچینگ پیشرفت زیادی داشته و اکنون از لحاظ اقتصادی با بسیاری از فرآیندهای صنعتی در حال استفاده در رقابت است. مزایای این روش نسبت به روش‌های دیگر، اثرهای زیست‌محیطی کمتر بر روی منابع آبی و هوا، نیاز به انرژی کمتر، عدم استفاده از تجهیزات پیچیده و در کل نیاز به سرمایه گذاری کمتر است. با این حال محدودیت‌های عمده به کارگیری این روش به دلیل نیاز به دانش فنی و شناخت کافی از مبانی بیوتکنولوژی است [۴۲]. در جدول (۲-۲) تحقیقات صورت گرفته در زمینه حذف ناخالصی‌های بوکسیت به روش‌های مختلف آورده شده است:

جدول ۱-۲: تحقیقات صورت گرفته برای حذف سیلیس و آهن از بوکسیت

سال	محقق	روش فرآوری	نتایج
۱۳۸۳	منعمی و همکاران [۲۶]	لیچینگ با اسید سولفوریک	در این روش آهن استخراج به وسیله سولفات پتاسیم بعنوان عامل رسوب‌دهنده ۴۳/۸۴ درصد بود.
۱۳۸۶	معظمی گودرزی و همکاران [۱۰]	خردایش انتخابی- واسطه سنگین- میز لرزان	به کمک خردایش انتخابی بازبایی آلومینا به ۶۹/۳ و مدول از ۱/۸۰ به ۱/۹۱ افزایش یافت. به کمک واسطه سنگین بازبایی آلومینا به ۶۴/۰۲ و مدول به ۳/۳۲ افزایش یافت. به کمک میز بازبایی آلومینا به کمتر از ۲۱ درصد و افزایش مدول به ۲/۶۱ رسید.
۱۳۸۸	کلینی و همکاران [۳۵]	لیچینگ اسیدی	در این روش ۹۷/۱۰ درصد از آهن را حذف کرده و عیار هماتیت در جامد باقی‌مانده از ۱۹/۲ به ۱/۸۸ درصد کاهش داد.
۱۳۹۱	حیدرنیا و همکاران [۴۳]	لیچینگ	۸۳/۹۴ درصد حذف سیلیس و مدول ۵/۲۶ بدست آمد. ۹۴/۱۷ درصد حذف آهن و مدول ۲/۲۵ درصد محاسبه شد.
۱۳۹۶	بهنام فرد و همکاران [۴۴]	فلوتاسیون معکوس	بازبایی آلومینا ۸۳/۳۴ درصد و مدول بدست آمده ۹/۸۵ درصد بود.



در فرآیند تکلیس - جداکننده مغناطیسی ۷۷ درصد آهن در شدت ۷۰۰۰ گوس حذف شد. در فرآیند تشویه - جداکننده مغناطیسی ۶۲ درصد آهن در ۲۰۰۰ گوس حذف شد. در فرآیند جداکننده مغناطیسی ۸۶ درصد آهن در ۱۴۰۰۰ گوس حذف شد. نوع کانی آهن هماتیت بوده است.	تکلیس - تشویه - جداکننده مغناطیسی	بیهی مارو و همکاران [۱۷]	۱۹۹۷
با استفاده از این روش بازیابی آلومینا ۸۶/۹۸ درصد و مدول آن از ۵۴/۶۸ درصد به ۸/۹ درصد افزایش یافت.	فلوکولاسیون انتخابی	هونگ و همکاران [۴۵]	۲۰۰۷
نتایج نشان داد که افزایش قطر سرریز با تغییر در سرعت عمودی صفر، موجب کاهش نسبت مدول در سرریز و افزایش بازیابی آلومینا در ته-ریز می‌شود.	جدایش با هیدروسیکلون	گائوشو لینگ و همکاران [۴۶]	۲۰۰۷
در این آزمایش ۹۵ درصد فری هیدرات آمورف حذف اما گوتیت و هماتیت به ترتیب ۹ و ۱/۲ درصد حذف شدند.	باکتری احیا آهن	نیموفودورا و همکاران [۴۷]	۲۰۱۰
قرار گرفتن سیلیس در ترکیب جدید فریت هیدروگارت و رسوب بدون واکنش.	حذف توسط کلسیم فریت	شین هو و همکاران [۴۸]	۲۰۱۰
بازیابی آلومینا ۸۶/۹۴ درصد بدست آمده و مدول از ۴/۷۱ درصد به ۶/۹۷ درصد افزایش یافته است.	فلوتاسیون مستقیم	گن و همکاران [۴۹]	۲۰۱۲
با استفاده از کلکتور کاتیونی بازیابی آلومینا را به ۸۳/۴۴ درصد و مدول ۴/۹ درصد را به ۹/۸ درصد افزایش داد.	فلوتاسیون معکوس	یو و همکاران [۵۰]	۲۰۱۶

در این روش عیار آهن از ۱۷/۴۳ درصد به ۴/۵۵ درصد رسید.	احیا با نمک سدیم	گوانگوی و همکاران [۵۱]	۲۰۱۶
میزان آهن حذف شده در این روش ۹۵ درصد بود.	بایو فلوکولانس	نتاراجان و همکاران [۵۲]	۲۰۱۶
مدول را از ۳/۲ به ۷/۹ افزایش داد.	فلوتاسیون مستقیم	گویهنگ و همکاران [۵۳]	۲۰۱۸
در این تحقیق ۴۴/۳۳ درصد آهن حذف گردید و ۳۰/۳۲ درصد پتاسیم حذف شد.	تکلیس - لیچینگ با اسید سولفوریک	ژوانگ و همکاران [۵۵]	۲۰۱۸
بازیابی آلومینا توسط کلکتور پروپیل گالات ۶۵ درصد و توسط کلکتور سدیم اولئات ۵۰ درصد بدست آمد.	فلوتاسیون مستقیم	فی و همکاران [۵۶]	۲۰۱۹

فصل سوم

روش تحقیق

### ۳-۱- مقدمه

نمونه معرف بوکسیت برای انجام آزمایش‌ها در مقیاس آزمایشگاهی از معدن آلومینای جاجرم تحویل گرفته و به آزمایشگاه انتقال داده شد. با توجه به دریافتی به صورت کلوخه‌ای بود برای ادامه کار می‌بایست بر روی نمونه خردایش انجام می‌گردد. اینکار توسط سنگ شکن و آسیا انجام شد. سپس نمونه معرفی برای انجام مطالعات کانی شناسی، آنالیزهای XRD، XRF و ICP آماده و به آزمایشگاه ارسال شد. در نهایت تاثیر پارامترهای گوناگون بر جدایش مغناطیسی و فرآیند لیچینگ مورد بررسی قرار گرفت. برای انجام این تحقیق روش زیر در نظر گرفته شد.

- تهیه نمونه معرف
  - آماده سازی و تعیین مشخصات فیزیکی
  - شناسایی و آنالیز نمونه‌ها با استفاده از روش‌های مختلف XRD، XRF و ICP
  - انجام مطالعات میکروسکوپی برای شناسایی فازها
  - انجام آزمایش‌های مغناطیسی شدت بالا (خشک) برای جداسازی آهن موجود در نمونه
  - انجام آزمایش‌های کلسیناسیون قبل از فرآیند لیچینگ
  - انجام آزمایش‌ها با توجه به طرح آزمایش و بررسی پارامترهای موثر بر انحلال سیلیس در لیچینگ
  - ارائه گزارش نهایی شامل مطالعات انجام شده و نتایج
- در این بخش به مراحل آماده سازی نمونه، مواد استفاده شده، روش‌ها و دستگاه‌های مورد استفاده و مطالعات کانی شناسی پرداخته شده است.

### ۳-۲- آماده سازی نمونه

نمونه کانسنگ بوکسیت شیلی در تناژ بالا توسط کارکنان معدن نمونه برداری شده و برای کارهای تحقیقاتی از آن استفاده می‌شود. توسط کارکنان بخش مربوطه به وزن تقریباً ۵۰ کیلوگرم نمونه خوراک از معدن بوکسیت جاجرم متعلق به شرکت آلومینای ایران تهیه شد. کانسنگ بعضاً دارای ابعاد کلوخه‌ای بود، بنابراین برای خردایش از سنگ‌شکن فکی استفاده شد. سپس نمونه کاملاً همگن‌سازی شد و یک دوم آن به روش مخروطی جدا و به عنوان نمونه پشتیبان بایگانی شد. یک دوم باقی‌مانده برای انجام آزمایش‌های مغناطیسی آسیا شد. محصول خروجی سنگشکن بعد از همگن‌سازی توسط ریفل به بخش‌های ۲ کیلویی جهت انجام آزمایش‌های فرآوری تقسیم و بایگانی شد.

### ۳-۳- شناسایی نمونه

یکی از نمونه‌های ۲ کیلوگرمی برای اخذ نمونه معرف توسط ریفل تقسیم و یک نمونه ۵۰۰ گرمی تهیه شد تا ریزتر از ۲۰۰ مش (۷۵ میکرون) آسیاکنی شد. از ۵۰۰ گرم نمونه آسیاکنی شده چند نمونه ۲۰ گرمی تهیه و برای آنالیزهای XRD، XRF، ICP و تعیین عیار  $Fe_2O_3$ ،  $Al_2O_3$ ،  $SiO_2$  به آزمایشگاه کارخانه آلومینای جاجرم ارسال شد. همچنین یک نمونه معرف ۲ کیلوگرمی از کانسنگ، توزین و به دو بخش تقسیم شد. یک بخش آن برای تهیه مقاطع صیقلی، تیغه‌های نازک و مطالعات کانی شناسی فرآیند استفاده شد. بخش دیگر برای بررسی وضعیت تغییرات عیار  $Al_2O_3$ ،  $SiO_2$ ،  $Fe_2O_3$ ،  $TiO_2$  در محدوده‌های ابعادی مختلف پودر شده و به آزمایشگاه ارسال شد.

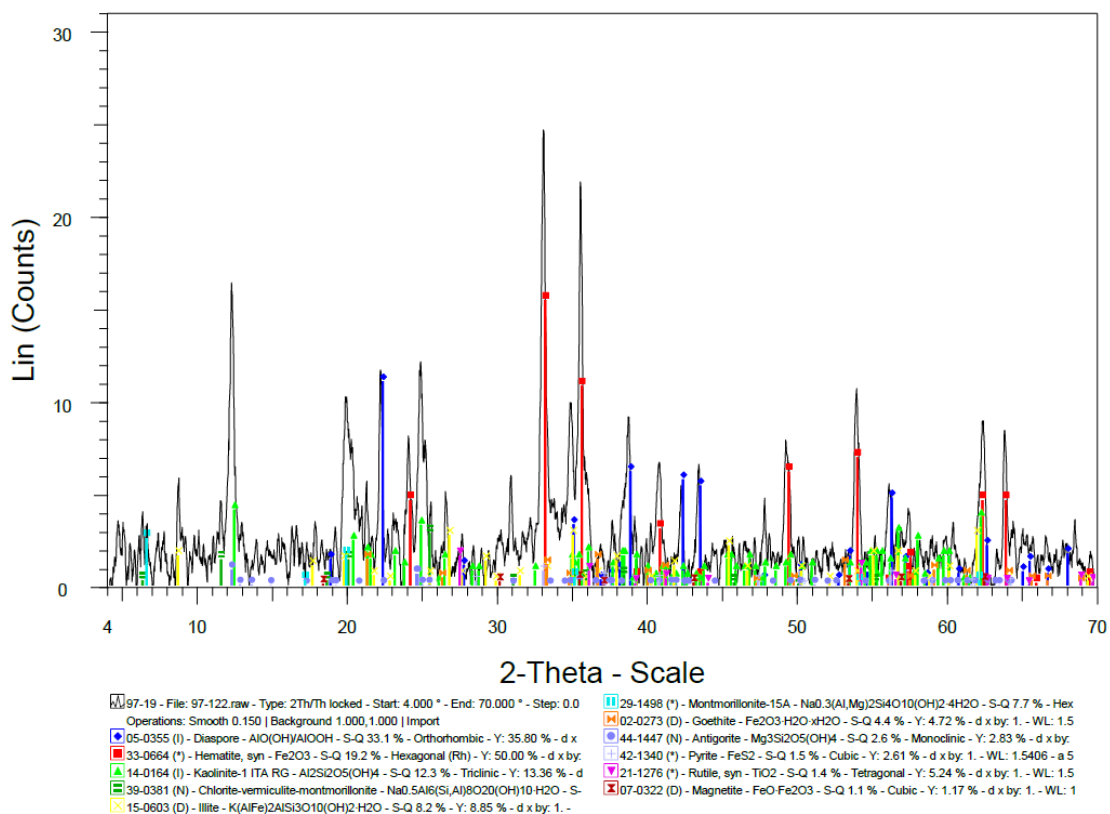
### ۳-۳-۱- آنالیز XRD

آنالیز XRD که نتیجه آن در شکل (۳-۱) آورده شده است. در این نوع آنالیز ترکیب کانی‌های مختلف بر اساس اندازه گیری تغییر زاویه پرتوهای نوری که بر سطح بلورهای کانی موجود در نمونه مورد نظر تابیده می‌شود، شناسایی می‌شود. همان‌طور که از شکل مشخص است کانی‌های اصلی بوکسیت کم عیار مورد نظر، دیاسپور، همتایت، آنتاز، کائولینیت، گوتیت و کمی دولومیت می‌باشند. نتایج حاصل از

آنالیز نشان می‌دهد که آهن موجود در بوکسیت از نوع کانی هماتیت و گوتیت می‌باشد. مقادیر نیمه کمی آنالیز XRD در (جدول ۳-۱) آورده شده است. دستگاه XRD استفاده شده در این تحقیق مدل Philips expert استفاده شد.

جدول ۳-۱: مقادیر نیمه کمی آنالیز XRD نمونه معرف کانسنگ بوکسیت شیلی

نام فاز/کانی	فرمول شیمیایی	درصد نیمه کمی	سختی	وزن مخصوص
دیاسپور	$AlO(OH)/AlOOH$	۳۳/۱	۶/۵-۷	۳/۱-۳/۴
هماتیت	$Fe_2O_3$	۱۹/۲	۵/۵-۶/۵	۵/۲۶
کائولینیت	$Al_2Si_2O_5(OH)_4$	۱۲/۳	۲-۲/۵	۲/۱۶-۲/۶۸
رس مخلوط لایه*	$Na_{0.5}Al_6(Si,Al)_8O_{20}(OH)_{10}H_2O$	۵/۸	۱/۸	۴۵/۲
ایلیت	$K(AlFe)_2AlSi_3O_{10}(OH)_2 \cdot H_2O$	۸/۲	۱-۲	۲/۶-۲/۹
مونت موریلونیت	$Na_{0.3}(Al,Mg)_2Si_4O_{10}(OH)_2 \cdot 4H_2O$	۷/۷	۱-۲	۱/۷-۲
گوتیت	$Fe_2O_3 \cdot H_2O \cdot xH_2O$	۴/۴	۵-۵/۵	۳/۳-۴/۳
آنتی گوریت	$Mg_3Si_2O_5(OH)_4$	۲/۶	۲/۵-۳/۵	۲/۵-۲/۶
پیریت	$FeS_2$	۱/۵	۶-۶/۵	۴/۹۵-۵/۱
روتیل	$TiO_2$	۱/۴	۶-۶/۵	۴/۲۳
مگنتیت	$FeO \cdot Fe_2O_3$	۱/۱	۵,۵-۶/۵	۵/۱۸
*کلریت - ورمیکولیت - مونت موریلونیت Chlorite- Vermiculite- Montmorillonite که خواص فیزیکی آن مانند سختی و وزن مخصوص به صورت متوسط و محاسباتی لحاظ شده است.				



شکل ۳-۱: آنالیز XRD نمونه خوراک

### ۳-۲- آنالیز XRF

XRF دستگاهی برای اندازه گیری طول موج و شدت امواج فلورسانس ساطع شده از اتم های مختلف در نمونه است، که نتیجه آن شناسایی نوع و میزان عناصر ماده می باشد. در این نوع آنالیز درصد عناصر و برخی انواع ترکیبات موجود در نمونه به صورت اکسید تعیین می شود. نتایج آنالیز همانطور که در جدول زیر مشاهده می شود اکسیدهای سیلیس، آلومینیوم و آهن بخش عمده کانسنگ را نشان می دهد. آنالیز XRF نمونه معرف کانسنگ بوکسیت شیلی در جدول (۳-۲) ارائه شده است. دستگاه XRF استفاده شده در این تحقیق ساخت شرکت زیمنس، مدل SRS3000 است.

جدول ۳-۲: آنالیز XRF نمونه معرف کانسنگ بوکسیت شیلی

SrO	MgO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	اکسید
۰/۱	۰/۳	۲۵	۲۹/۲	۱/۱	۲۶/۷	درصد
L.O.I	TiO <sub>2</sub>	SO <sub>3</sub>	ZrO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	K <sub>2</sub> O	اکسید

۱۱	۳/۹	۰/۵	۰/۱	۱/۰	۱/۱	درصد
----	-----	-----	-----	-----	-----	------

### ۳-۳-۳- آنالیز ICP

آنالیز ICP نمونه معرف در (جدول ۳-۳) ارائه شده است. همانطور که مشاهده می‌شود اکسیدهای سیلیس، آلومینیوم و آهن بخش عمده کانسنگ را تشکیل می‌دهند. دستگاه ICP استفاده شده مدل 730-ES ساخت شرکت Varian ایالات متحده آمریکا است.

جدول ۳-۳: ICP نمونه معرف کانسنگ بوکسیت شیلی

Element	Grade (%)	Component* (%)	Grade (%)	Element	Grade (ppm)	Element	Grade (ppm)	Element	Grade (ppm)
Fe	۱۷/۸	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	۲۵/۴۵	Zr	۱۰۷۸	Cr	۱۸۰	Sc	۴۴
Al	۱۵/۰	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	۳۳/۲۸	Sr	۶۸۹	Nb	۱۷۲	Pd	۳۶
Ti	۲/۶۰	TiO <sub>2</sub>	۴/۳۲	P	۶۲۷	Nd	۱۷۰	Cu	۲۱
K	۰/۸۶	K <sub>2</sub> O	۱/۰۴	V	۴۷۴	Ni	۱۶۰	Yb	۱۱
Ca	۰/۶۷	CaO	۰/۹۴	Li	۴۴۳	Ba	۱۲۷	Be	۴
Mg	۰/۳۱	MgO	۰/۵۱	Ce	۳۹۴	Y	۷۸	Cd	<۵
Na	۰/۱۲	Na <sub>2</sub> O	۰/۱۶	Mn	۲۲۸	Co	۷۶	Ag	<۳
*محتوای محاسبه شده ترکیب بر مبنای عناصر در آنالیز ICP				La	۲۲۶	Zn	۶۳		

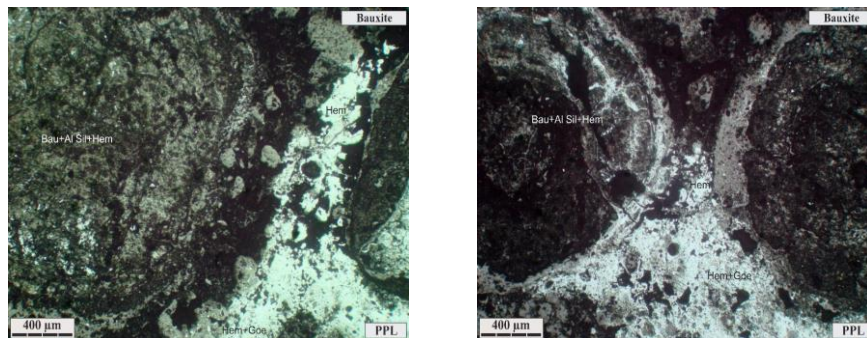
### ۳-۴- مطالعات میکروسکوپی و کانی‌شناسی

در این بخش مطالعات میکروسکوپی کانی‌شناسی در دو بخش شامل مطالعه بر روی تیغه‌های نازک (به منظور شناسایی کانی‌های شفاف غیرفلزی) و همچنین مطالعه بر روی مقاطع صیقلی (به منظور شناسایی کانی‌های تیره یا فلزی) انجام شد. این مطالعه منجر به تعیین درجه آزادی کانه بوکسیت از ناخالصی‌های غیرفلزی و فلزی خواهد شد که در نهایت نتایج حاصل از این مطالعات به ارائه رویکردهای مختلف به منظور پرعیارسازی کانه بوکسیت (با دو هدف اصلی حذف ناخالصی‌های آهنی و ناخالصی‌های غیرفلزی) منجر خواهد شد.

### ۳-۴-۱- مقطع صیقلی کلوخه نمونه معرف



در این بخش، مقطع صیقلی از کلوخه نمونه معرف بوکسیت شیلی تهیه و مطالعه شد که مهمترین نتایج مطالعه نمونه کلوخه در ادامه بررسی می‌شود. در این نمونه، ترکیبی از کانی‌های غیرفلزی، نیمه-فلزی و فلزی با توزیع ناهمگن دیده می‌شود. کانی‌های نیمه فلزی و فلزی عمدتاً از نوع اکسید و هیدروکسیدهای آهن و کمتر اکسید تیتانیوم می‌باشند. ترکیب‌های آهن دار به دو فرم بلورین تا ریز و خاکی می‌باشند. ترکیب بخش بلورین، هماتیت (Hem)، مخلوط هماتیت-گوتیت (Goe+Hem) و در مواردی ترکیب‌های تیتان دار مانند روتیل و احتمالاً آناتاز می‌باشد. (شکل ۳-۲) انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین و ریزبلورین در نمونه کلوخه نشان می‌دهد.



شکل ۳-۲: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (هماتیت و گوتیت) و ریز بلورین (درگیری بین بوکسیت، آلومینو

سیلیکات‌ها و هماتیت) در نمونه کلوخه

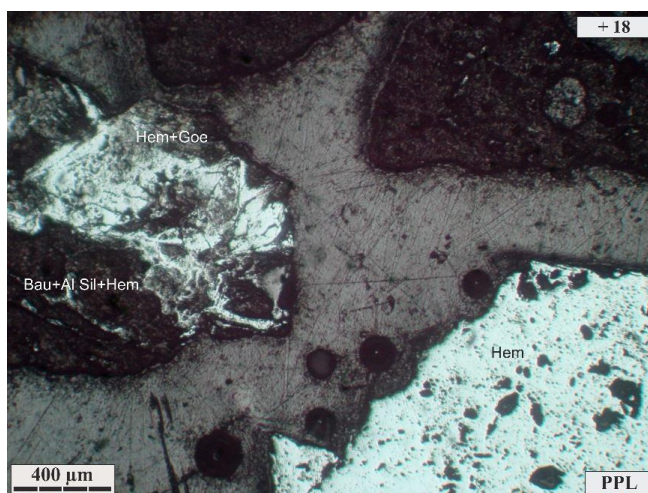
در مجموع بیشترین فراوانی ترکیب‌های آهنی مربوط به هماتیت در هر دو نوع بلورین، ریز و خاکی است. گوتیت در مرتبه بعدی از نظر فراوانی قرار دارد و ترکیب‌های تیتانیوم دار در مرتبه آخر قرار دارند.

### ۳-۴-۲- مطالعات میکروسکوپی مقاطع صیقلی

در این بخش، مقاطع صیقلی از محدوده‌های ابعادی مختلف نمونه بوکسیت شیلی تهیه و مطالعه شد که نتایج بدست آمده هر نمونه در ادامه بررسی خواهد شد.

### ● مقطع صیقلی ۱۸+ مش

در این محدوده ابعادی، بخشی از اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن بلورین به صورت آزاد بوده اما همچنان قطعات ریزتر این نوع ترکیبها به صورت درگیر با بخش غیرفلزی و همچنین اکسید و هیدروکسیدهای حاکی در (شکل ۳-۳) دیده می‌شود.



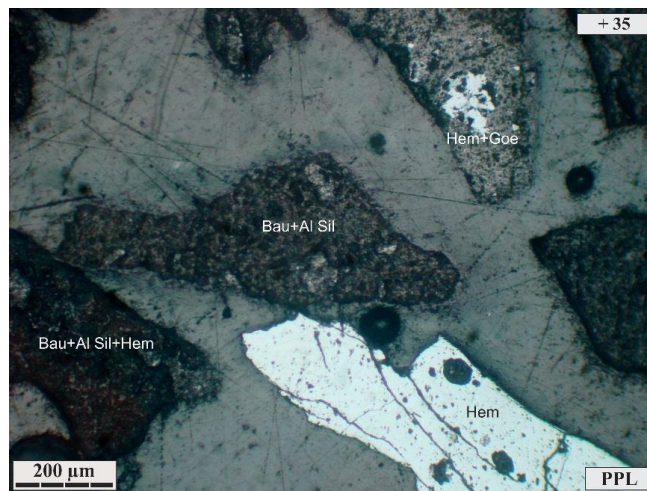
شکل ۳-۳: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینوسیلیکات‌ها و هماتیت حاکی، در نمونه ۱۸+ مش

به نظر می‌رسد تجمع فراوانی ناخالصی‌های آهن بیشتر به صورت حاکی یا ریز بلورین باشد. درجه آزادی ناخالصی‌های آهنی بلورین (اغلب هماتیت / کمتر گوتیت) در حدود ۷۰ - ۶۵ درصد می‌باشد. اندازه این قطعات نیز از حدود ۴-۱ میلی‌متر است. در این حدود ابعادی جدایش ترکیب‌های آهنی ریز بلورین و یا حاکی با کانی‌های غیرفلز (سیلیکات‌ها و غیرسیلیکات‌ها) مشاهده نشد.

### ● مقطع صیقلی ۳۵+ مش

در این محدوده ابعادی نیز اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن به صورت بلورین، به صورت آزاد و درگیر وجود داشته ولی نوع ریز بلورین و حاکی همچنان به صورت درگیر با سایر تشکیل دهنده‌ها دیده می‌شود. ذرات هماتیت بلورین آزاد در ابعاد مختلف از ۲۵۰ میکرون تا حدود ۱/۵ میلی‌متر در دیده

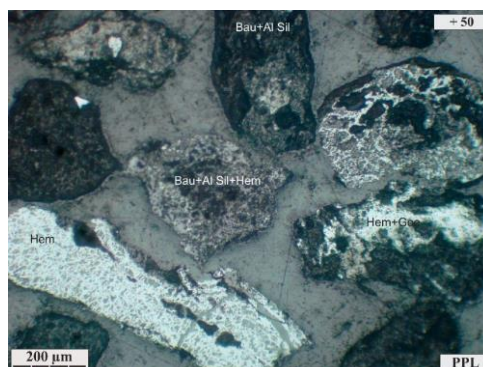
می‌شوند. در (شکل ۳-۴) فراوانی ناخالصی‌های آهنی به صورت هماتیت و گوتیت می‌باشد. درجه آزادی ناخالصی‌های آهنی بلورین در محدوده ابعادی حاضر حدود ۷۵-۸۰ درصد است.



شکل ۳-۴: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینوسیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۳۵+ مش

#### ● مقطع صیقلی ۵۰+ مش

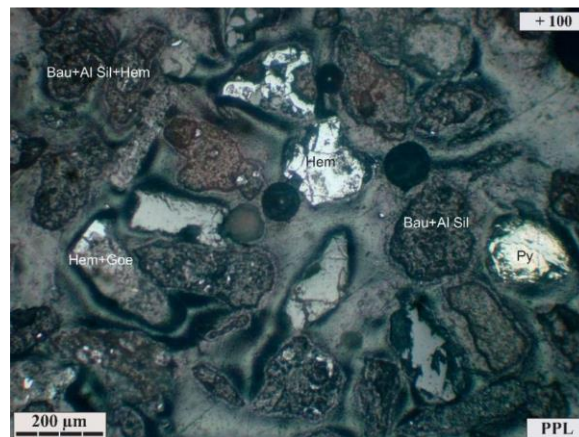
در محدوده ابعادی حاضر نیز ترکیب‌های آهن‌دار بلورین غالباً به صورت آزاد بوده با این حال قطعات ریزتر آن با بخش غیرفلزی و همچنین فرم ریز بلورین و خاکی درگیری دارد. اندازه قطعات بلورین آزاد در این محدوده ابعادی از حدود ۵۰۰-۱۵۰ میکرون در (شکل ۳-۵) مشاهده می‌شود. درجه آزادی ناخالصی‌های آهنی بلورین در این محدوده ابعادی حدود ۸۵-۸۰ درصد است. در این محدوده ابعادی چند قطعه پیریت به فرم درگیر مشاهده شد. همچنین ترکیب‌های آهن‌دار خاکی و ریزبلورین به فرم درگیر با سایر تشکیل دهنده‌ها مشاهده می‌شود. ناخالصی‌های حاوی تیتانیوم هنوز درگیر هستند.



شکل ۳-۵: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینوسیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۵۰+ مش

### ● مقطع صیقلی ۱۰۰+ مش

اغلب ترکیب‌های آهن‌دار بلورین، آزاد بوده و در ابعاد ۳۰۰ تا ۱۰۰ میکرون دیده می‌شوند. چند قطعه پیریت در ابعاد مختلف و عمدتاً به صورت درگیر با سایر تشکیل دهنده‌های غیرفلزی، ریز بلورین و خاکی هستند. بیشترین فراوانی ناخالصی‌های آهنی به ترتیب هماتیت، گوتیت و پیریت می‌باشد شکل (۳-۶). بیشترین فراوانی ناخالصی‌های آهنی و درجه آزادی این قطعات در محدوده ابعادی حاضر حدود ۸۵ درصد می‌باشد.

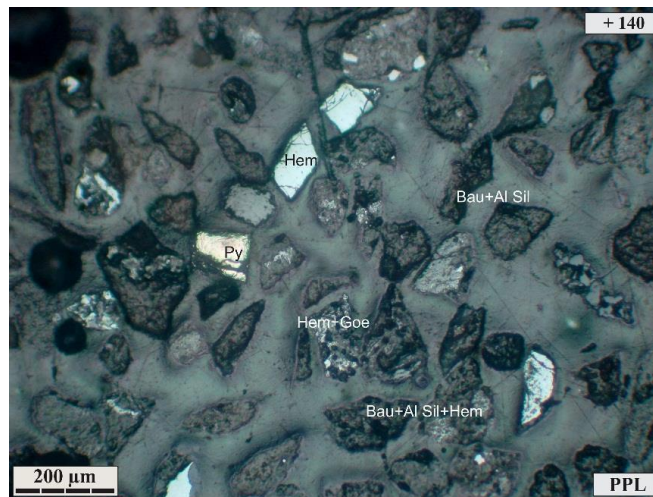


شکل ۳-۶: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینوسیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه ۱۰۰+ مش

### ● مقطع صیقلی ۱۴۰+ مش

در این محدوده ابعادی نیز ترکیب‌های آهن‌دار به فرم بلورین که عمدتاً هماتیت و کمتر گوتیت هستند، غالباً به صورت آزاد بوده و در ابعاد حداقل ۳۰ میکرون تا حداکثر ۱۶۰ میکرون مشاهده شدند. قطعات پراکنده پیریت در حد دهم درصد در این محدوده ابعادی هم وجود دارد که بخشی از آن‌ها آزاد و بخشی هنوز درگیر هستند (شکل ۳-۷). درجه آزادی پیریت در این محدوده ابعادی حدود ۶۵-۷۰

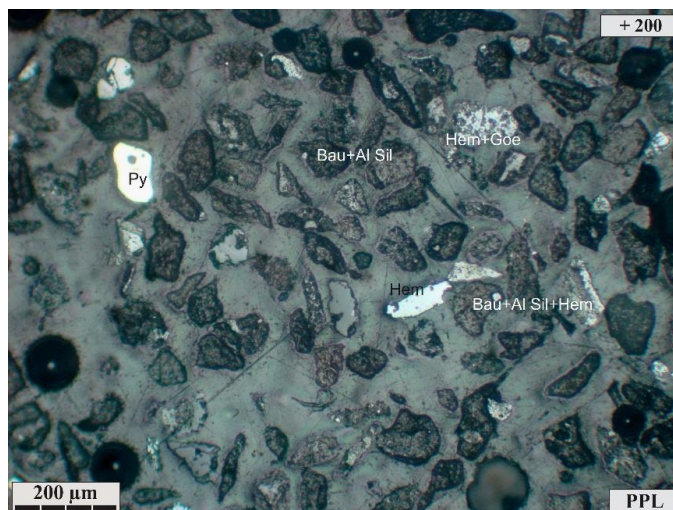
درصد می‌باشد. درجه آزادی ترکیب‌های آهن‌دار بلورین در محدوده ابعادی حاضر حدود ۹۰-۸۵ درصد تعیین گردید.



شکل ۳-۷: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینوسیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، در نمونه +۱۴۰ مش

#### ● مقطع صیقلی ۲۰۰+ مش

در محدوده ابعادی حاضر قطعات آزاد ترکیب‌های آهن‌دار به فرم بلورین عمدتاً از نوع هماتیت و کمتر گوتیت در ابعاد مختلف از حدود ۴۰ میکرون تا حداکثر ۱۵۰ میکرون دیده می‌شوند (شکل ۳-۸). درجه آزادی این قطعات در محدوده ابعادی حاضر حدود ۹۰ درصد می‌باشد. ذرات پیریت عمدتاً آزاد بوده و درجه آزادی آن‌ها ۸۵-۸۰ درصد تعیین گردید. فراوانی ناخالصی‌های آهنی، به ترتیب هماتیت، گوتیت و پیریت می‌باشد.



شکل ۳-۸: انواع ناخالصی‌های آهنی بلورین (به صورت آزاد) و درگیری بین بوکسیت، آلومینوسیلیکات‌ها و هماتیت

خاکی، در نمونه ۲۰۰+ مش

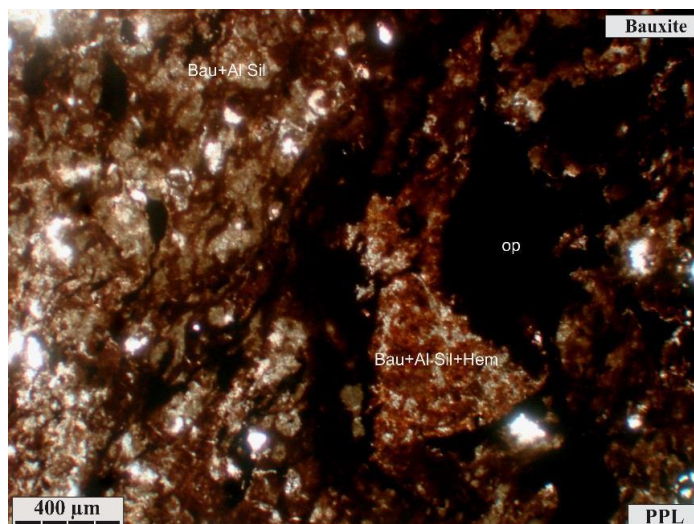
(جدول ۳-۴) درجه آزادی ترکیبات آهن‌دار بلورین در مش‌های مختلف را نشان می‌دهد.

جدول ۳-۴: جدول درجه آزادی ترکیبات آهن‌دار بلورین در مش‌های مختلف

ابعاد (mesh)	+۱۸	+۳۵	+۵۰	+۱۰۰	+۱۴۰	+۲۰۰
درجه آزادی (درصد)	۶۰ - ۷۰	۷۵ - ۸۰	۸۰ - ۸۵	۸۵	۸۵ - ۹۰	۹۰

### ۳-۴-۳- تیغه نازک کلوخه نمونه معرف

نمونه مورد مطالعه، حاوی مخلوطی از فازهای تیره، نیمه شفاف و شفاف ریزدانه با بافت توده‌ای تا به صورت موضعی می‌باشد. بخش تیره و نیمه‌فلزی عمدتاً ترکیب‌های اکسید و هیدروکسید آهن به شکل بلورین تا آغشتگی می‌باشد. تشکیل دهنده‌های شفاف شامل مجموع‌های از کانی‌های ریز آلومینو سیلیکاته (عمدتاً کانی‌های رسی مانند کائولینیت)، کانی‌های بوکسیتی (عمدتاً دیاسپور) و ذرات پراکنده سیلیسی است (شکل ۳-۹). انواع درگیری‌های بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت را نشان می‌دهد.



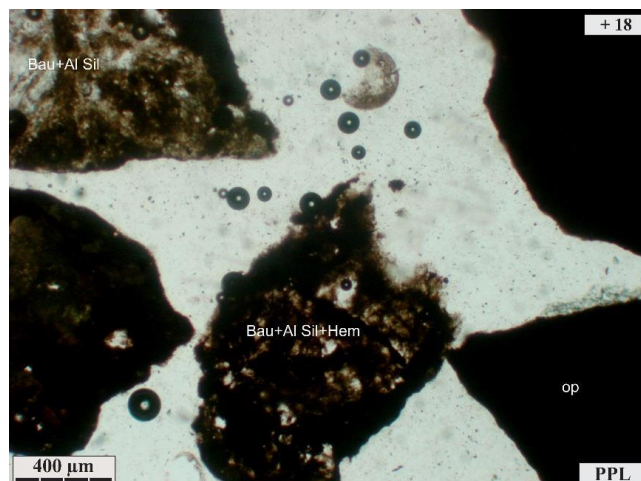
شکل ۳-۹: انواع درگیری‌ها: (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت) و (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها) در نمونه کلوخه

### ۳-۴-۴- مطالعات میکروسکوپی مقاطع تیغه نازک

در این بخش، مقاطع تیغه نازک از محدوده‌های ابعادی مختلف نمونه بوکسیت شیلی تهیه و مطالعه شد.

#### • تیغه نازک ۱۸+ مش

در این محدوده ابعادی قطعات تیره (اپاک)، نیمه فلزی و شفاف عمدتاً به صورت درگیر وجود داشته و تنها چند قطعه تیره بلورین، به صورت آزاد دیده می‌شود. تقریباً در تمامی قطعات به استثنای چند قطعه کوچک آغستگی به اکسید و هیدروکسیدهای آهن وجود دارد. در این محدوده ابعادی جدایش خاصی بین ترکیب‌های آهن‌دار ریز خاکی، کانی‌های آلومینوسیلیکاته و کانی‌های حاوی بوکسیت مشاهده نمی‌شود (شکل ۳-۱۰). در این محدوده ابعادی قطعات کلسیتی و یا قطعات سیلیسی به صورت کوارتز مشاهده نمی‌شود (به استثنای یک قطعه حاوی کوارتز و کلسیت در جای دیگری، این پدیده مشاهده نشد).

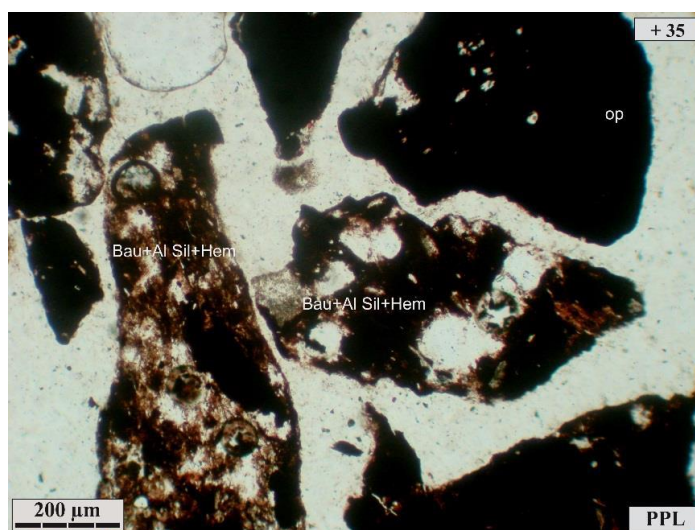


شکل ۳-۱۰: انواع درگیری‌ها (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت) و (بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها) در نمونه +۱۸

مش

● تیغه نازک ۳۵+ مش

در این محدوده ابعادی نیز برخی قطعات تیره به شکل آزاد دیده می‌شود. ترکیب‌های آهن دار بلورین ذکر شده در مطالعات مقاطع صیقلی، در این قطعات معمولاً کانی‌های آلومینوسلیکاته (مانند کائولینیت) و کانی‌های بوکسیتی (مانند دیاسپور) وجود نداشته و یا در مقادیر ناچیز یافت می‌شود (شکل ۳-۱۱).

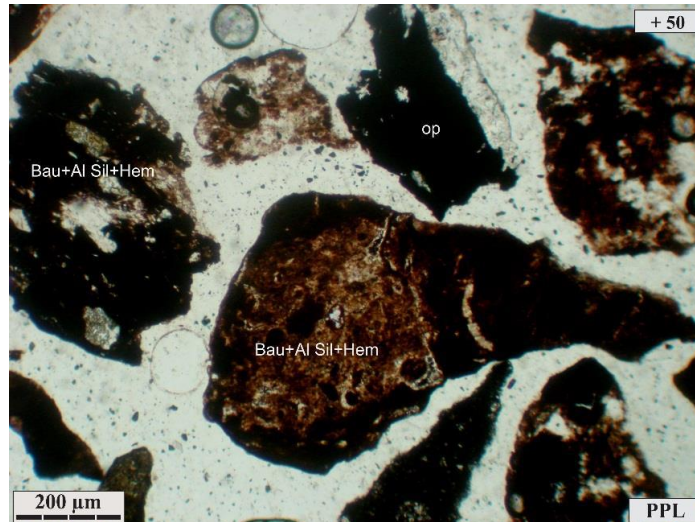


شکل ۳-۱۱: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی در نمونه +۳۵ مش



● تیغه نازک ۵۰+ مش

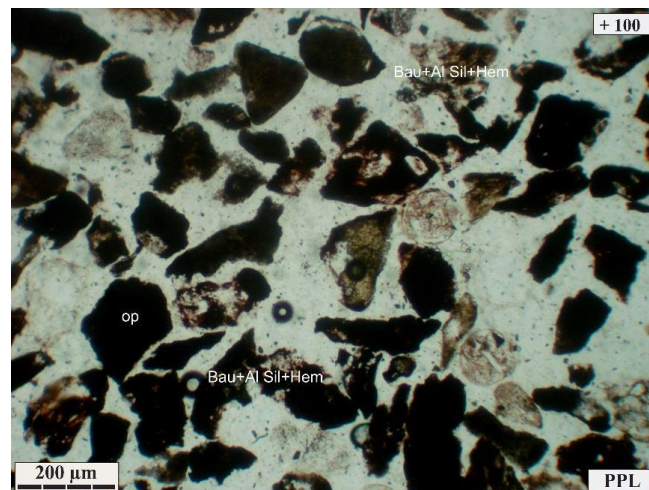
در این محدوده ابعادی نیز قطعات آزاد تیره، قطعات ترکیب‌های آهن دار همراه با آلومینوسیلیکات‌ها و کانی‌های بوکسیتی تشکیل دهنده‌های اصلی هستند (شکل ۳-۱۲).



شکل ۳-۱۲: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی در نمونه ۵۰+ مش

● تیغه نازک ۱۰۰+ مش

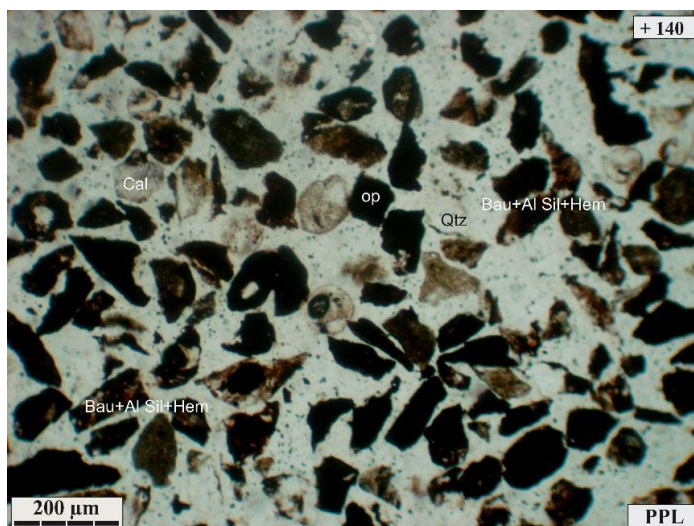
در این محدوده ابعادی، قطعات کلسیت عمدتاً نسبتاً آزاد و حدود یک درصد حجمی را به خود اختصاص داده‌اند. چند قطعه کوارتز به صورت آزاد یا درگیر دیده می‌شود (شکل ۳-۱۳).



شکل ۳-۱۳: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی در نمونه ۱۰۰+ مش

### • تیغه نازک ۱۴۰+ مش

در این محدوده ابعادی نیز سیلیس به صورت کوارتز و اغلب به صورت آزاد به مقدار ۱ تا ۲ درصد حجمی و کلسیت عمدتاً به صورت آزاد و به مقدار ۲ تا ۳ درصد حجمی وجود دارد. قطعات حاوی آلومینوسیلیکات و دیاسپور به صورت آزاد و درگیر با یکدیگر همراه با مقادیر ناچیز ترکیب‌های آهن‌دار و یا بدون آن در مجموع حدود ۱۵ تا ۲۰ درصد حجمی قطعات را شامل می‌شود. درجه آزادی کانی‌های بوکسیتی از ناخالصی‌ها در این محدوده ابعادی ۲۰ تا ۲۵ درصد و برای آلومینوسیلیکات‌ها نیز همین مقدار تعیین گردید (شکل ۳-۱۴).

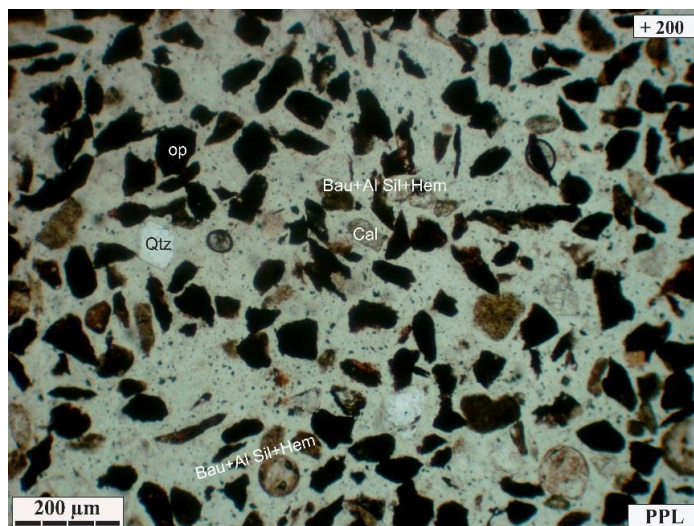


شکل ۳-۱۴: درگیری بین بوکسیت، آلومینوسیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، ذرات آزاد کوارتز و کلسیت در نمونه ۱۴۰+

مش

### • تیغه نازک ۲۰۰+ مش

قطعات عمدتاً آزاد کوارتز (بیش از ۷۵ درصد آزاد) به مقدار ۳ تا ۲ درصد حجمی و همچنین قطعات عمدتاً آزاد کلسیت به مقدار ۲ تا ۱ درصد حجمی هستند. قطعات حاوی دیاسپور و آلومینوسیلیکات به صورت آزاد و یا درگیر را تشکیل می‌دهد (شکل ۳-۱۵). درجه آزادی دیاسپور در این محدوده ابعادی حدود ۳۰ تا ۲۵ درصد و کانی‌های آلومینوسیلیکات‌ها حدود ۳۵ تا ۳۰ درصد تعیین گردید.



شکل ۳-۱۵: درگیری بین بوکسیت، آلومینو سیلیکات‌ها و هماتیت خاکی، ذرات آزاد کوارتز و کلسیت در نمونه ۲۰۰+

مش

### ۳-۵- تحلیل کانی‌شناسی نمونه

با توجه به مطالعات انجام شده، شمارش قطعات آزاد و درگیر کانی‌های فلزی و غیرفلزی، درجه آزادی دیاسپور از ناخالصی‌های آهنی و کانی‌های رسی تعیین شد.

- فراوانی کانی‌های آهنی به ترتیب عبارتند از: هماتیت (بلورین و خاکی)، گوتیت، پیریت و مگنتیت.
- بیش از ۸۰ درصد اکسیدها و هیدروکسیدهای بلورین (عمدتاً هماتیت و گوتیت) در ابعاد ریزتر از ۵۰۰ میکرون آزاد شده‌اند.
- بیش از ۸۰ درصد ذرات پیریت در ابعاد ریزتر از ۱۰۵ میکرون آزاد شده‌اند
- همه ذرات مگنتیت که در ابعاد ریزتر از ۱۰۵ میکرون مشاهده شدند، آزاد بودند.
- دیاسپور و کانی‌های رسی تا ابعاد ریزتر از ۵۳ میکرون همچنان درگیر بوده و درجه آزادی آنها از یکدیگر و سایر کانی‌ها کمتر از ۴۰ درصد بود. نکته جالب این است که درجه آزادی این دو کانی در محدوده‌های ابعادی مختلف، بسیار نزدیک به یکدیگر بوده که این امر به دلیل درگیری سه گانه دیاسپور، کائولینیت و هماتیت خاکی در اکثر محدوده‌های ابعادی است.

- در ابعاد ریزتر از ۷۵ میکرون، درجه آزادی ناخالصی‌های آهنی بلورین شامل هماتیت، گوتیت، پیریت و مگنتیت بیش از ۹۰ درصد بود.

### ۳-۶- وسایل و تجهیزات مورد استفاده در آزمایش‌های مغناطیسی و لیچینگ

- آنالیز سرندي
- آسیای گلوله‌ای
- دستگاه مغناطیسی شدت بالا(القایی)
- همزن مغناطیسی (مگنت)
- کوره الکتریکی
- آسیای دیسکی پنوماتیکی
- هیدروکسید سدیم (NaOH)
- بشر
- ترازوی دیجیتالی
- آبفشان آب مقطر
- قیف
- کاغذ صافی

### ۳-۷- جداکننده مغناطیسی شدت بالا

- شرکت سازنده ERIEZ (آمریکا)
- مناسب برای پرعیارسازی کانی‌های پارامغناطیس
- در جدایش مغناطیسی از خواص مغناطیسی برای جداسازی کانی‌های با ارزش از گانگ
- تغییر مغناطیسی استفاده می‌شود. از جداکننده‌های با شدت مغناطیسی زیاد برای جدا

کردن مواد پارامغناطیسی مثل هماتیت استفاده می‌شود. (شکل ۳-۱۶) دستگاه مغناطیسی القایی استفاده شده در آزمایش را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۱۶: جداکننده مغناطیسی شدت بالا

### ۳-۸- کوره الکتریکی

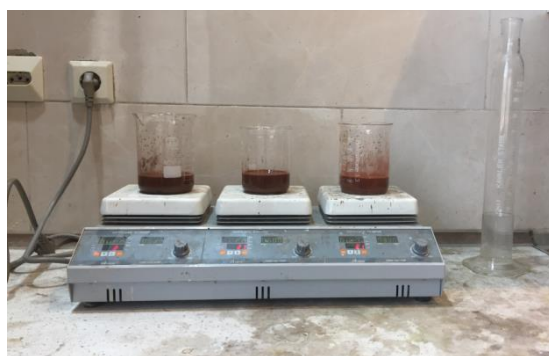
- شرکت سازنده FINETECM (کره جنوبی)
- استفاده برای تعیین میزان خاکستر- تعیین مواد فرار- ذوب
- کوره الکتریکی دستگاهی است که دارای محفظه‌ای کاملاً عایق شده با آجر نسوز و سیمان نسوز و پنبه نسوز می‌باشد. این محفظه توسط المنت‌های قوی در اطراف و یا سقف دستگاه، دمای بالای تا حدود ۱۲۰۰ درجه سانتی‌گراد و یا در برخی دیگر از کوره‌ها دمای ۱۵۰۰ درجه سانتی‌گراد ایجاد کرده که جهت ذوب برخی مواد و نیز گرفتن خاکستر برخی دیگر از مواد و همچنین مشخص کردن میزان مواد فرار کاربرد دارد. (شکل ۳-۱۷) کوره استفاده شده در آزمایش را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۱۷: کوره الکتریکی

### ۳-۹- همزن حرارتی

هات پلیت مگنت، هیتر استیرر یا همزن مغناطیسی جهت مخلوط نمودن و گرم کردن مایعات استفاده می‌شود، این دستگاه در زمره دستگاه‌های رایج و پرکاربرد در آزمایشگاه‌های شیمی، تحقیقاتی مهندسی و غیره می‌باشد. این دستگاه، دما و سرعت چرخش مگنت را به صورت مستقل کنترل می‌نماید در این تحقیق از این دستگاه جهت حرارت دادن نمونه استفاده گردید. (شکل ۳-۱۸) دستگاه استفاده شده در این آزمایش است.



شکل ۳-۱۸: همزن حرارتی



شکل ۳-۱۹: سنگ شکن فکی



شکل ۳-۲۰: آسیای گلوله‌ای

### ۳-۱۰- روش انجام آزمایش‌های جدایش مغناطیسی

با توجه به این که هدف از انجام تحقیق حذف آهن موجود در نمونه بوکسیت جاجرم بود. ابتدا از روش مغناطیسی القائی برای جداسازی و حذف آهن استفاده شد. آزمایش‌ها مغناطیسی بر روی سه فراکسیون با دانه‌بندی‌های مختلف و شدت میدان مغناطیسی‌های متفاوت انجام شد. با توجه به این که آهن موجود در نمونه از نوع هماتیته بوده و در شدت میدان مغناطیسی پایین میزان جذب آهن

کم و هدرروی آلومینیوم بالا می‌باشد از شدت میدان متوسط به بالا بکار گرفته شد. سپس نمونه‌های جذب شده و جذب نشده توسط دستگاه به آزمایشگاه جذب اتمی ارسال شد.

### ۳-۱۱- روش انجام آزمایش‌های لیچینگ

بعد از آزمایش‌های مغناطیسی شدت بالا نمونه جذب نشده توسط دستگاه مغناطیسی به منظور کلسیناسیون نمونه در کوره الکتریکی آزمایشگاه در دماهای مختلف و زمان‌های مختلف قرار داده شد. پس از کلسیناسیون، نمونه تا ابعاد ۱۰۰ میکرون آسیا شده و سپس وارد محلول سود (NaOH) شده و عملیات لیچینگ انجام می‌شود. به طوری که سیلیس موجود در بوکسیت به صورت محلول سیلیکات سدیم از بوکسیت خارج می‌شود. بنابراین برای کاهش هر چه بیشتر سیلیس در بوکسیت عواملی چون غلظت سود، زمان ماند لیچینگ و دمای لیچینگ در محلول مؤثر هستند.

### ۳-۱۲- روش طراحی آزمایش

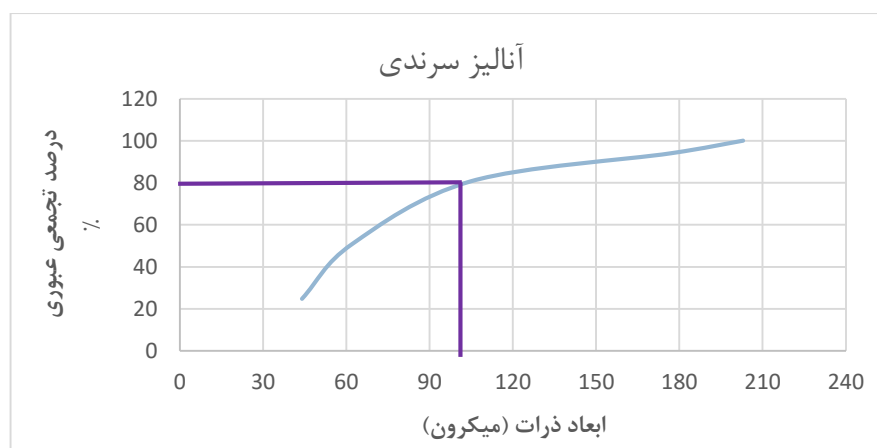
در سال‌های اخیر ارزیابی، مدل‌سازی و بهینه‌سازی پارامترهای تأثیرگذار و همچنین تعیین اثر متقابل بین پارامترها در صنعت فرآوری مواد معدنی با استفاده از روش طراحی آزمایش‌ها (DOE) و نرم‌افزار Desin Expert (DX) که یک نرم‌افزار آماری بسیار قوی و با کاربرد آسان است، انجام می‌شود. یکی از مزایای مهم روش، کاهش تعداد آزمایش‌ها برای رسیدن به درصد اطمینان بالا است. در این روش ابتدا بر اساس تعداد پارامترها و سطوح آن‌ها، ماتریس انجام آزمایش‌ها طرح ریزی شده و پس از انجام آزمایش‌ها داده‌های آزمایشگاهی تحلیل و بر اساس تابع هدف، بهترین حالت در مورد فرآیند مورد نظر انتخاب می‌شود. معمولی‌ترین روش‌های طراحی آماری آزمایش‌ها، روش‌های فاکتوریل کامل و جزئی، روش تاگوچی و روش سطح پاسخ بر اساس طرح مرکب مرکزی است که در این میان، روش سطح پاسخ از مهمترین و کارآمدترین روش‌ها است که می‌تواند برای مدل‌سازی و بهینه‌سازی فرآیندها و همچنین ارزیابی اهمیت نسبی فاکتورها حتی در حضور برهم کنش‌های پیچیده استفاده شود.



روش سطح پاسخ مجموعه‌ای از فنون ریاضی و آماری سودمند جهت تحلیل مسائلی است که در آنها یک متغیر وابسته یا پاسخ تحت تأثیر چندین متغیر مستقل است و هدف یافتن ترکیبی از متغیرهای مستقل است که مقدار پاسخ را بهینه (حداقل یا حداکثر) می‌کند. هدف از طراحی آزمایش در این تحقیق، بررسی اثر مهم‌ترین متغیرهای عملیاتی فرآیند لیچینگ است. همچنین با روش طراحی آزمایش، امکان بررسی هم‌زمان اثر متغیرهای مؤثر و تأثیر متقابل احتمالی بر روی همدیگر و نیز بهینه‌سازی مقادیر آنها، با انجام حداقل تعداد آزمایش‌ها وجود خواهد داشت. این روش از نظر زمان و هزینه انجام آزمایش‌ها، نسبت به روش بررسی اثر هم متغیر به طور جداگانه، به صرفه‌تر است و درک بهتری از فرآیند حاصل می‌شود.

### ۳-۱۳- آنالیز سرنندی و تعیین دانه بندی

نمونه‌های خروجی جداکننده مغناطیسی در بازه ابعادی ۲۳۶۰-۱۰۰۰ میکرون قرار داشتند. پس از مخلوط کردن نمونه‌ها، نمونه‌های معرف به منظور انجام آزمایش‌های بعدی آماده شدند. تجزیه سرنندی به منظور دانه‌بندی و تعیین  $d_{80}$  نمونه‌ها در فراکسیون‌های ۲۰۳، ۱۷۳، ۱۰۵، ۶۵، ۴۳ و کوچکتر از ۴۳ میکرون انجام شد. همان‌طور که در منحنی توزیع دانه‌بندی شکل (۳-۲۱) نشان داده شده است. نمونه برای انجام آزمایش‌ها  $d_{80}$  معادل ۱۰۵ میکرون با توجه به مطالعات گذشته در نظر گرفته شد.



شکل ۳-۲۱: نمودار توزیع دانه بندی  $d_{80}$

## فصل چهارم

## نتایج و بحث

#### ۴-۱- مقدمه

در این فصل آزمایش‌های فرآوری انجام ف آهن و سیلیس از نمونه و افزایش مدول مورد بررسی قرار می‌گیرد. مدول عبارت است از . ت آلومینای موجود در بوکسیت به سیلیس فعال موجود در نمونه. با توجه به مطالعات انجام شده روش‌هایی برای حذف آهن و سیلیس بکارفته است که به ترتیب از جدایش مغناطیسی و لیچینگ می‌باشد. با توجه به اینکه آهن موجود در نمونه از نوع پارامغناطیسی می‌باشد سیستم جدایش استفاده شده از دستگاه مغناطیسی القایی با شدت بالا استفاده شد. پس از انجام آزمایش‌ها مقدماتی بر روی نمونه شامل تست‌هایی بر روی نمونه از قبیل: انجام آزمایش در میدان‌های مغناطیسی مختلف با ابعاد متفاوت صورت گرفت. تا در نهایت ابعاد و میدان مناسب برای انجام آزمایش‌های مغناطیسی انتخاب شدند. مرحله بعدی آزمایش‌ها مطالعه بر حذف ناخالصی سیلیس می‌باشد که با استفاده از روش لیچینگ همزنی انجام شد. با توجه به اینکه سیلیس موجود در نمونه از نوع کائولینیت می‌باشد، نتایج آزمایش انجام شده نشان داد که انحلال سیلیس بسیار پایین است، به این منظور با توجه به مطالعات انجام شده نمونه موجود را قبل از آزمایش‌های انحلال در کوره الکتریکی قرار گرفت تا تغییراتی در پیوندهای نمونه صورت گیرد تا انحلال آن بهتر صورت گیرد و در ادامه آزمایش‌های لیچینگ از روش طراحی آزمایش‌ها به منظور بدست آوردن عوامل مؤثر بر بازیابی سیلیس استفاده شده است.

#### ۴-۲- آزمایش مغناطیسی بر روی نمونه خام

با توجه به اینکه هدف از این مطالعه بیشترین جذب آهن موجود در نمونه و هدرروی کمترین میزان آلومینیوم در نمونه جذب شده است. برای این منظور بررسی تأثیر میدان مغناطیسی بر جدایش ذرات آهن از نمونه بوکسیت صورت گرفت. نتایج حاصل از آزمایش‌های انجام شده به روش مغناطیسی نشان داد که میدان مغناطیسی مناسب برای انجام آزمایش‌های میدان مغناطیسی ۱۱۰۰۰ گوس استفاده شد. آزمایش‌های جدایش مغناطیسی بر روی سه بازه با ابعاد (۲۳۶۰-۱۰۰۰+)، (۱۰۰۰-۶۰۰+) و

(۶۰۰-۱۰۰+) میکرون بر روی نمونه خام با شدت میدان مغناطیسی ۱۱۰۰۰ گوس انجام گرفت. نتایج

حاصل از آزمایش در جدول (۱-۴)، (۲-۴) و (۳-۴) آمده است.

جدول ۱-۵: نتایج انجام آزمایش جدایش مغناطیسی خشک بر روی نمونه با دانه بندی (۲۳۶۰-۱۰۰۰+) میکرون

مدول	SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		وزن (درصد)	وزن (گرم)	شرح
	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)			
۱/۳۲	۷/۸۷	۱۵/۴۶	۹/۱۵	۲۰/۴۴	۳۰/۹۷	۴۶/۸۹	۱۴/۹	۲۲/۳۵	جذب شده
۱/۱۲	۹۲/۱۳	۳۱/۷۱	۹۰/۸۵	۳۵/۵	۶۹/۰۳	۱۸/۳	۸۵/۱	۱۲۷/۶۵	جذب نشده
۱/۱۳۵	۱۰۰	۲۹/۲۹	۱۰۰	۳۳/۲۵	۱۰۰	۲۲/۵۶	۱۰۰	۱۵۰	جمع

جدول ۲-۵: نتایج انجام آزمایش جدایش مغناطیسی خشک بر روی نمونه با دانه بندی (۱۰۰۰-۶۰۰+) میکرون

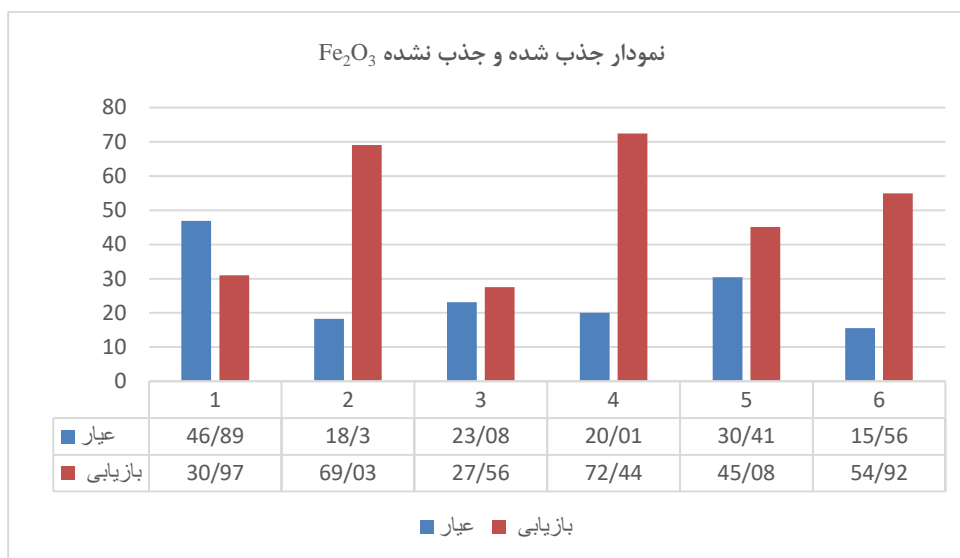
مدول	SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		وزن (درصد)	وزن (گرم)	شرح
	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)			
۱/۱۳۰	۲۶/۱۸	۲۳/۹۶	۲۵/۱۶	۲۷/۰۸	۴۵/۰۸	۳۰/۴۱	۲۹/۵۷	۴۴/۳۶	جذب شده
۱/۱۹۲	۷۳/۸۲	۲۸/۳۷	۷۴/۸۴	۳۳/۸۳	۵۴/۹۲	۱۵/۵۶	۷۰/۴۳	۱۰۵/۶۴	جذب نشده
۱/۱۷۶	۱۰۰	۲۸/۰۶	۱۰۰	۳۱/۸۳	۱۰۰	۱۹/۹۵	۱۰۰	۱۵۰	جمع

جدول ۳-۵: نتایج انجام آزمایش جدایش مغناطیسی خشک بر روی نمونه با دانه بندی (۶۰۰-۱۰۰۰) میکرون

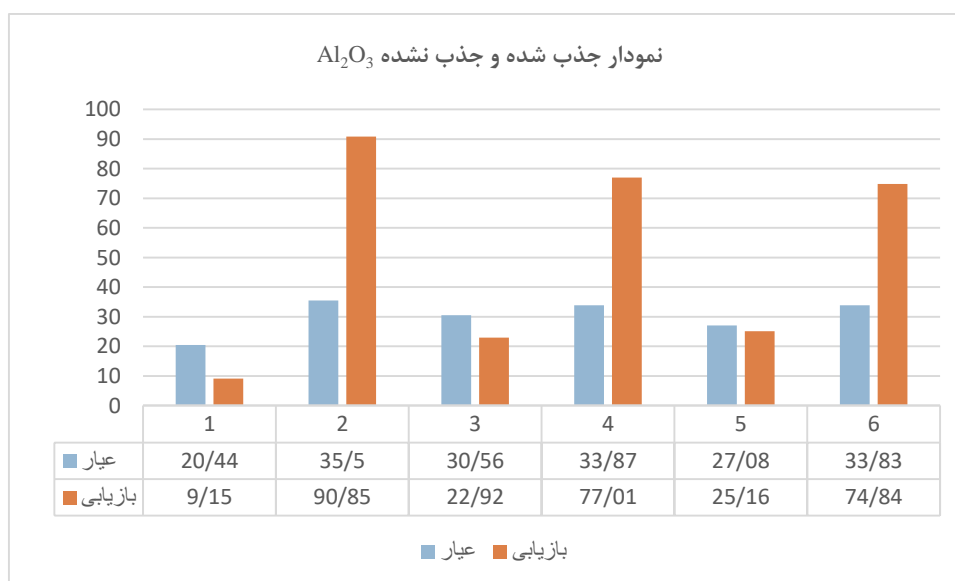
مدول	SiO <sub>2</sub>		Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		وزن (درصد)	وزن (گرم)	شرح
	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)	بازیابی (درصد)	عیار (درصد)			
۱/۱۸۱	۲۳/۱۴	۲۴/۰۱	۲۲/۹۲	۳۰/۵۶	۲۷/۵۶	۲۳/۰۸	۲۴/۸	۳۷/۲۱	جذب شده
۱/۲۸۷	۷۶/۸۶	۲۶/۳	۷۷/۰۱	۳۳/۸۷	۷۲/۴۴	۲۰/۰۱	۷۵/۲	۱۱۲/۷۹	جذب نشده
۱/۲۸۵	۱۰۰	۲۵/۷۳	۱۰۰	۳۳/۰۷	۱۰۰	۲۰/۷۷	۱۰۰	۱۵۰	جمع

از نتایج آزمایش‌های انجام شده بر روی نمونه خام مشاهده می‌شود از کل مقدار آهن موجود در نمونه حدود ۵۰ درصد آن در بخش مغناطیسی جذب شده است که نسبتاً نتیجه خوبی می‌تواند باشد. بهترین شرایط آزمایش برای جذب Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> در ابعاد (۲۳۶۰-۱۰۰۰) میکرون با شدت میدان مغناطیسی ۱۱۰۰۰ گوس به دست آمده است. طوری که اختلاف عیار Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> در نمونه اولیه برابر ۲۲/۵۶ و در نمونه جذب شده برابر ۴۶/۸۹ می‌باشد. که نشان از حذف قابل توجهی از آهن می‌باشد. در این فراکسیون نیز میزان بازیابی Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> در بخش جذب شده برابر ۹/۱۵ در صد می‌باشد که نشان از هدرروی کمتر Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> در قسمت مغناطیسی می‌باشد. در این آزمایش‌ها نقطه بهینه در دامنه ابعادی (۲۳۶۰-۱۰۰۰) میکرون در نظر گرفته شد. شکل (۴-۱) نشان‌دهنده نتایج حاصل از آزمایش‌ها می‌باشد. همان‌طور که ملاحظه می‌شود بخش یک نمودار مربوط به میزان عیار و بازیابی حاصل از آزمایش‌ها است. بخش ۱ و ۲ این نمودار مربوط به آزمایش اول، بخش ۳ و ۴ مربوط به آزمایش دوم و بخش ۵ و ۶ مربوط به آزمایش سوم می‌باشد. همچنین رابطه عکس عیار و بازیابی در نمودارهای زیر مشهود می‌باشد. با توجه به نمودارهای زیر می‌توان نتیجه گرفت که در ابعاد درشت‌تر عیار و در ابعاد

ریزتر بازیابی افزایش می‌یابد که دلیل این امر درجه آزادی این نوع کانی‌ها می‌باشد. در ابعاد ریزتر به حین آزمایش قفل‌شدگی مشهود می‌باشد که باعث افزایش بازیابی آهن و همچنین آلومینیوم می‌شود، که این نتیجه مطلوبی برای انجام آزمایش‌ها نمی‌باشد. شکل (۴-۱) و شکل (۴-۲) نشان‌دهنده میزان عیار و بازیابی آهن و آلومینیوم حاصل از آزمایش‌ها را نشان می‌دهد.



شکل ۵-۱: میزان  $Fe_2O_3$  در بخش‌های مختلف (جذب شده و جذب نشده) آزمایش‌ها



شکل ۵-۲: میزان  $Al_2O_3$  در بخش‌های مختلف (جذب شده و جذب نشده) آزمایش‌ها

#### ۴-۳- انجام آزمایش لیچینگ با سود به منظور حذف سیلیس

طبق مطالعات گذشته کائولینیت در دماهای ۴۲۰ تا ۶۶۰ درجه سانتی‌گراد دهیدراته شده و تشکیل متاکائولینیت می‌دهد. و در دماهای بالاتر از ۹۸۰ درجه سانتی‌گراد از هم پاشی متاکائولینیت شروع شده و تشکیل آمورف می‌دهد که می‌تواند به راحتی در سود حل شود و کانی‌های دیاسپور نیز به تدریج به کانی کراندوم تبدیل می‌شود و با ناپدید شدن کانی‌های تیتان‌دار ترکیبات دیگری از قبیل سپیدروتیل به وجود می‌آید و با افزایش دما به ۱۰۵۰ درجه سیلیس‌های آمورف بوجود می‌آیند. با افزایش زمان ماند بوکسیت در این دما کانی‌های مولایت و سودالیت افزایش می‌یابد. هدف از حرارت بوکسیت تولید بیشترین سیلیس آمورف با کمترین مقدار کانی مولایت است، به طوری که دیاسپور نیز کاملاً به کراندوم تبدیل شود.

به منظور تعیین شرایط بهینه کلسیناسیون نمونه‌هایی در دماهای ۹۵۰، ۱۰۰۰، ۱۰۵۰ درجه سانتی‌گراد و در زمان‌های ۳۰، ۴۵، ۶۰ دقیقه در کوره‌های الکتریکی آزمایشگاه قرار داده شد. سپس به منظور تعیین شرایط بهینه کلسیناسیون تست‌های لیچینگ در دما ۶۰ (درجه سانتی‌گراد)، زمان ۴۵ (دقیقه) و غلظت سود ۱۶۰ (گرم بر لیتر) ثابت انجام گرفت. افاکتورهای مورد تغییر دما و زمان کلسیناسیون نمونه می‌باشد. (جدول ۴-۴) نشان دهنده تعیین شرایط بهینه کلسیناسیون است.

جدول ۴-۵: تعیین شرایط بهینه کلسیناسیون

۱۰۵۰	۱۰۵۰	۱۰۵۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۱۰۰۰	۹۵۰	۹۵۰	۹۵۰	دمای کلسیناسیون (درجه سانتی‌گراد)
۶۰	۴۵	۳۰	۶۰	۴۵	۳۰	۶۰	۴۵	۳۰	زمان کلسیناسیون (دقیقه)
۳۷/۵۴	۳۸/۸۱	۳۹/۲۱	۴۸/۳۸	۵۲/۲۳	۴۳/۵۹	۳۴/۰۸	۳۰/۸۶	۱۷/۴۹	بازیابی (درصد) SiO <sub>2</sub>

#### ۴-۴- بهینه‌سازی فرآیند با استفاده از روش سطح پاسخ

با استفاده از آزمایش‌های اولیه و بر اساس مطالعات تحقیقاتی گذشته، سه فاکتور مقدار سود (گرم بر لیتر)، دمای محلول (درجه سانتی‌گراد)، و زمان (دقیقه) به عنوان مهمترین متغیرهای عملیاتی قابل کنترل و تأثیرگذار بر بازیابی (درصد) به عنوان پاسخ فرآیند در نظر گرفته شده است. طراحی آزمایش‌ها با روش مرسوم ترکیب مرکزی (CCD) که به طور وسیع در روش سطح پاسخ مورد استفاده قرار می‌گیرد با کمک نرم افزار طراحی آزمایش انجام شده است. جدول (۴-۵) نشان‌دهنده سطوح انتخاب‌شده برای انجام آزمایش‌های لیچینگ می‌باشد. جدول (۴-۶) طراحی آزمایش برای لیچینگ را نشان می‌دهد.

جدول ۴-۵: پارامترهای مؤثر بر لیچینگ سیلیس و سطوح تغییرات آنها

واحد	سطح پایین	سطح بالا	-ALPHA	+ALPHA	پارامتر
min	۴۵	۷۵	۳۰	۹۰	زمان
°C	۵۰	۸۰	۳۵	۹۵	دما
g/l	۱۲۰	۱۶۰	۱۰۰	۱۸۰	غلظت (NaOH)



جدول ۵-۶: شرایط و نتایج لیچینگ با سود سوزآور در طراحی آزمایش

شماره آزمایش	غلظت سود (گرم بر لیتر)	دما (درجه سانتی گراد)	زمان (دقیقه)	بازیابی (درصد)
۱	۱۲۰	۸۰	۷۵	۵۸/۴
۲	۱۲۰	۵۰	۴۵	۴۴/۸۴
۳	۱۴۰	۶۵	۶۰	۵۸
۴	۱۶۰	۵۰	۴۵	۶۵/۳۹
۵	۱۸۰	۶۵	۶۰	۸۲/۸۴
۶	۱۴۰	۶۵	۶۰	۵۹/۷۴
۷	۱۲۰	۸۰	۴۵	۵۵/۱۳
۸	۱۰۰	۶۵	۶۰	۳۸/۳۴
۹	۱۶۰	۵۰	۷۵	۶۶/۱۱
۱۰	۱۴۰	۶۵	۶۰	۶۲/۴۶
۱۱	۱۴۰	۶۵	۶۰	۵۸/۶
۱۲	۱۴۰	۶۵	۳۰	۵۴/۵۴
۱۳	۱۴۰	۳۵	۶۰	۵۰/۳۶
۱۴	۱۴۰	۶۵	۶۰	۵۸/۳۳
۱۵	۱۶۰	۸۰	۴۵	۷۴/۵۳
۱۶	۱۴۰	۶۵	۹۰	۶۲/۵۶
۱۷	۱۴۰	۹۵	۶۰	۶۶/۲۵
۱۸	۱۶۰	۸۰	۷۵	۷۸/۲۳
۱۹	۱۴۰	۶۵	۶۰	۵۸/۲۳
۲۰	۱۲۰	۵۰	۷۵	۴۹/۶۸

#### ۴-۵- آنالیز واریانس حاصل از آزمایش‌های انجام شده

جدول ۷-۵: آنالیز آماری مدل‌های برازش شده بر فرآیند لیچینگ سیلیس

آنالیز مدل‌ها						
منبع تغییرات	مجموع مربعات	درجه آزادی	میانگین مربعات	میزان F	میزان P	
میانگین در مقابل کل	۷۲۲۸۳/۴۸	۱	۷۲۲۸۳/۴۸			
خطی (Linear) در مقابل میانگین	۲۰۸۷/۳۰	۳	۶۹۵/۷۷	۱۶۲/۹۳	<۰/۰۰۰۱	Suggested
2FI در مقابل خطی	۲/۵۸	۳	۰/۸۶	۰/۱۷	۰/۹۱	
درجه دوم (Quadratic) در مقابل 2FI	۸/۰۸	۳	۲/۶۹	۰/۴۷	۰/۷۱۱۶	
درجه سوم (cubic) در مقابل درجه دوم	۱۸/۲۰	۴	۴/۵۵	۰/۶۹	۰/۶۲۴۰	Aliased
باقیمانده	۳۹/۴۶	۶	۶/۵۸			
کل	۷۴۴۳۹/۱۰	۲۰	۳۷۲۱/۹۶			

جدول ۸-۵: خلاصه تحلیل آماری مدل‌های برازش بر فرآیند لیچینگ سیلیس

خلاصه تحلیل آماری مدل‌ها			
منبع تغییرات	انحراف استاندارد	R <sup>2</sup>	
خطی	۲/۰۷	۰/۹۶۸۳	Suggested
2FI	۲/۲۵	۰/۹۶۹۵	
درجه دوم	۲/۴۰	۰/۹۷۳۳	
درجه سوم	۲/۵۶	۰/۹۸۱۷	Aliased

با توجه به این که یک مدل برای آن که توانایی خوبی برای آنالیز اطلاعات داشته باشد، لازم است که R<sup>2</sup> آن بالای ۰/۸ باشد، که با توجه به (جدول ۴-۸) همه مدل‌ها دارای R<sup>2</sup> بالای ۰/۸ می‌باشند.

همچنین نیاز است که مقدار احتمال P مدل کمتر از ۰/۰۵ باشد. که با توجه به (جدول ۴-۷)، مدل خطی (Linear) توسط نرم افزار برای لیچینگ سیلیس پیشنهاد شد. در نهایت مدل ریاضی شامل پارامترهای مؤثر به صورت معادله (۴-۱) برای بازیابی سیلیس بدست آمد.

$$Recovery = 60.12 + 1.79 \times A + 4.52 \times B + 10.34 \times C \quad (4-1)$$

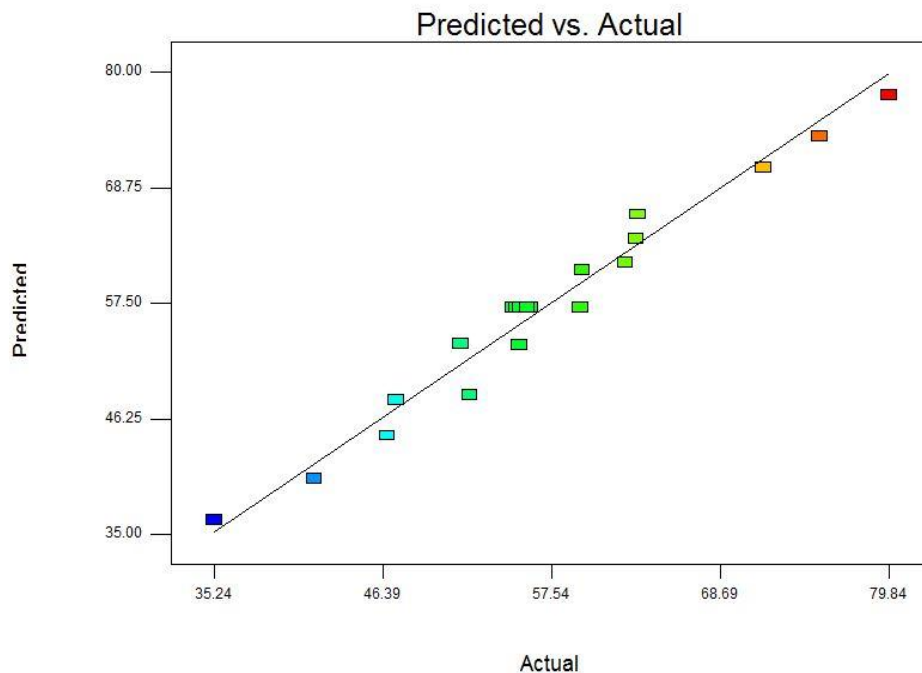
در معادله (۴-۱) A زمان (دقیقه)، B دما (درجه سانتی گراد)، C غلظت سود (گرم بر لیتر) همان گونه که مشاهده می شود، اثر خطی غلظت سود و دما به ترتیب بیشترین تأثیر را بر بازیابی لیچینگ سیلیس دارد.

آنالیز واریانس مدل های برازش شده در جدول (۴-۹) نشان داده شده است.

جدول ۵-۹: آنالیز واریانس مدل خطی برازش شده بر فرآیند لیچینگ سیلیس

منبع تغییرات	مجموع مربعات	درجه آزادی	میانگین مربعات	میزان F	میزان احتمال p	
مدل	۲۰۸۷/۳۰	۳	۶۹۵/۷۷	۱۶۲/۹۳	<۰/۰۰۰۱	مهم
A زمان (دقیقه)	۵۱/۰۲	۱	۵۱/۰۲	۱۱/۹۵	۰/۰۰۳۲	
B دما (درجه سانتی گراد)	۳۲۶/۲۵	۱	۳۲۶/۲۵	۷۶/۴۰	<۰/۰۰۰۱	
C غلظت NaOH(g/l)	۱۷۱۰/۰۳	۱	۱۷۱۰/۰۳	۴۰۰/۴۴	<۰/۰۰۰۱	
باقی مانده	۶۸/۳۳	۱۶	۴/۲۷			
عدم برازش	۵۳/۹۱	۱۱	۴/۹۰	۱/۷۰	۰/۲۹۰۴	بی اهمیت
خطای خالص	۱۴/۴۱	۵	۲/۶۸			
Cor Total	۲۱۵۵/۶۲	۱۹				

در نمودار (شکل ۴-۳) داده‌های آزمایشگاهی با مقادیر پیش‌بینی شده توسط مدل مقایسه شده‌اند، میزان  $R^2$  برابر ۰/۹۶۸۳ بوده که نشان از همبستگی مناسب میان داده‌های آزمایشگاهی و مدل پیش‌بینی شده دارد.



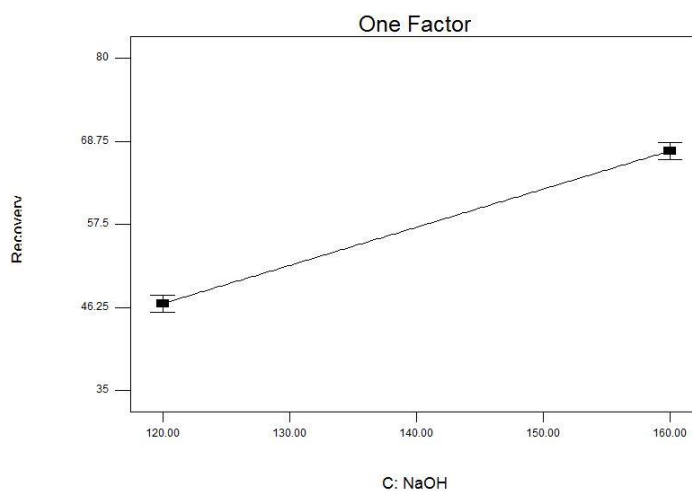
شکل ۳-۵: مقایسه مقادیر آزمایشگاهی لیچینگ با مقادیر پیش‌بینی شده مدل

#### ۴-۶- تحلیل نتایج طراحی آزمایش و تأثیر متغیرها بر درصد حذف سیلیس از بوکسیت

در این بخش به تحلیل نتایج و نمودارهای تأثیر پارامترهای مقدار سود، دما و زمان پرداخته شده است.

##### ۴-۶-۱- تأثیر مقدار غلظت سود (NaOH)

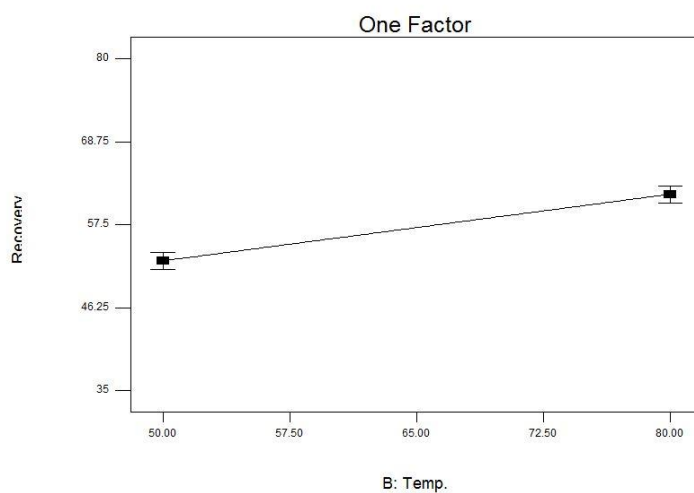
در فرآیند لیچینگ با توجه به (شکل ۴-۴)، غلظت سود بیانگر قدرت سود در حل سیلیس است لذا با افزایش غلظت سود راندمان لیچینگ را افزایش داده و در نتیجه با حذف بیشتر سیلیس از بوکسیت مدول آن نیز افزایش می‌یابد. سیلیس آمورف با سود وارد واکنش شده و سیلیکات سدیم را تشکیل می‌دهد.



شکل ۴-۵: تأثیر غلظت NaOH بر حذف سیلیس از بوکسیت

#### ۴-۶-۲- تأثیر دما

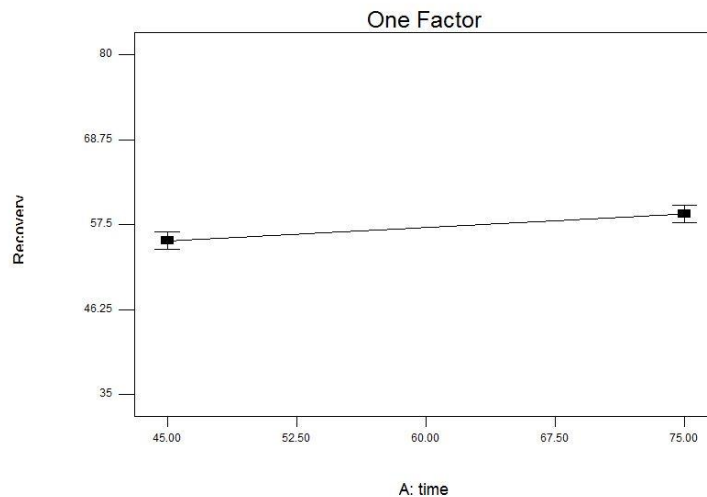
در فرآیند لیچینگ با توجه به (شکل ۴-۵)، تأثیر دما باعث افزایش بازیابی سیلیس می شود. به طوری که با افزایش دما انرژی جنبشی مولکول‌ها افزایش یافته و متقابلاً انرژی فعال‌سازی واکنش کاهش می‌یابد.



شکل ۵-۵: تأثیر دما بر حذف سیلیس از بوکسیت

#### ۴-۶-۳- تأثیر زمان

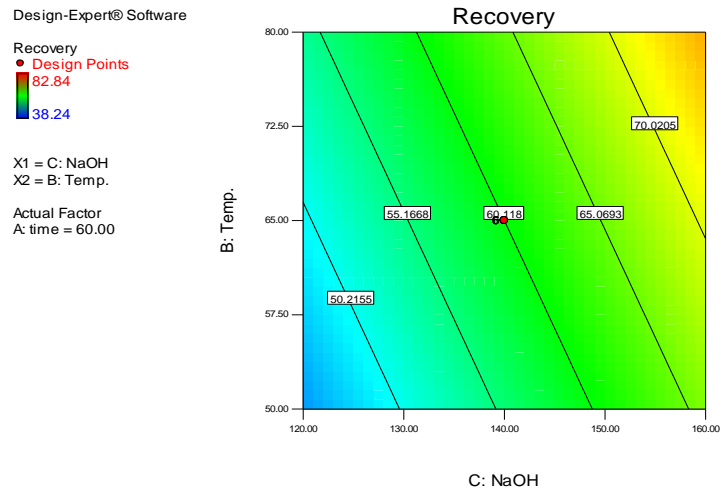
در فرآیند لیچینگ با توجه به (شکل ۴-۶)، زمان ماند لیچینگ تأثیر بسزایی در تکمیل واکنش سیلیس‌های موجود در بوکسیت و سود داشته به طوری که افزایش زمان لیچینگ نسبت مستقیم در کاهش سیلیس از بوکسیت و باعث افزایش مدول می‌شود.



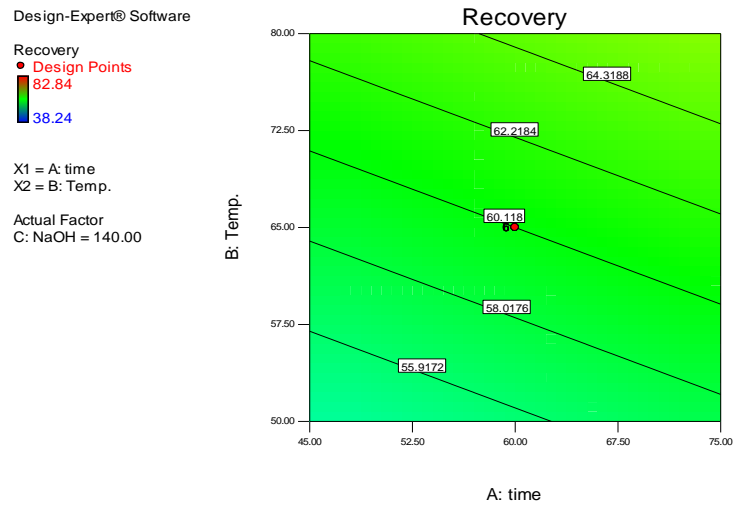
شکل ۵-۶: تأثیر زمان بر حذف سیلیس از بوکسیت

#### ۴-۶-۴- بررسی تأثیر ترکیبی پارامترها

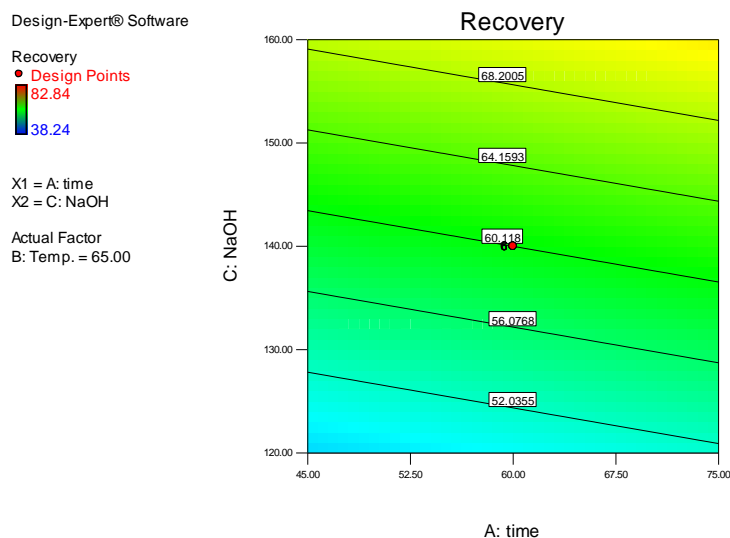
با توجه به مقادیر بدست آمده حداکثر بازیابی سیلیس برابر ۸۲/۸۴ درصد می‌باشد در شرایطی که غلظت سود ۱۸۰ گرم بر لیتر، زمان ۶۰ دقیقه و دمای ۶۵ درجه سانتی‌گراد حاصل شد. با توجه به جدول (۴-۹) مدل معنی‌دار بوده و همچنین عدم برازش نیز معنی‌دار نمی‌باشد. و نشان از برازش خوب مدل بر نتایج می‌باشد. شکل (۴-۷) تأثیر غلظت سود و دما را بر بازیابی نشان می‌دهد طبق شکل (۴-۷) با افزایش غلظت سود و دما لیچینگ بازیابی افزایش می‌یابد. شکل (۴-۸) تأثیر زمان و دمای لیچینگ را بر روی بازیابی نشان می‌دهد. همانطور که در شکل (۴-۸) مشاهده می‌شود با افزایش زمان و دمای لیچینگ بازیابی افزایش می‌یابد. شکل (۴-۹) تأثیر غلظت سود و زمان را بر بازیابی نشان می‌دهد که با افزایش دما و غلظت سود بازیابی افزایش می‌یابد.



شکل ۷-۵: تأثیر غلظت سود و دما بر بازیابی سیلیس



شکل ۸-۵: تأثیر زمان و دما بر بازیابی سیلیس



شکل ۵-۹: شکل تأثیر زمان و غلظت سود بر بازیابی سیلیس

#### ۴-۶-۵- بهینه سازی فرآیند لیچینگ سیلیس

بهینه سازی پارامترها در مرحله‌ی لیچینگ برای رسیدن به حداکثر بازیابی سیلیس با استفاده از نرم-افزار Design Expert نسخه ۷ انجام شد که نتایج در جدول (۴-۱۰) آورده شده است. این شکل نحوه رفتار فاکتورها نسبت به شرایط اپتیمم نشان می‌دهد. همانطور که مشاهده می‌شود، بیشترین بازیابی سیلیس ۸۲/۸۴ درصد تحت شرایط غلظت سود ۱۸۰ گرم بر لیتر، زمان ۶۰ دقیقه و دمای ۶۵ درجه سانتی‌گراد به دست می‌آید. پس از مشخص شدن شرایط و سطوح بهینه هر پارامتر، دو آزمایش به منظور تأیید سطوح پیشنهادی انجام شد که در جدول (۴-۱۰) نشان داده شده است. در این حالت مقدار بازیابی فرآیند لیچینگ سیلیس ۸۲/۷۳ و ۸۳/۰۱ درصد حاصل شد که بیانگر اعتبار شرایط پیشنهادی از مدل است.

جدول ۵-۱۰: نتایج حاصل از بهینه‌سازی آزمایش‌ها

بازیابی (درصد)	دما (درجه سانتی‌گراد)	زمان (دقیقه)	غلظت سود (گرم بر لیتر)	تست
۸۲/۸۴	۶۵	۶۰	۱۸۰	نرم افزار
۸۲/۶۴	۶۵	۶۰	۱۸۰	تست ۱



۸۳/۰۱	۶۰	۶۰	۱۸۰	تست ۲
-------	----	----	-----	-------

## فصل پنجم

### نتیجه‌گیری و پیشنهادها

## ۵-۱- نتیجه‌گیری

در این پژوهش، حذف ناخالصی‌های سیلیس و آهن از بوکسیت شیلی جاجرم به روش‌های مغناطیسی شدت بالا خشک برای کاهش آهن و لیچینگ برای حذف سیلیس مورد آزمایش قرار گرفت. که با توجه به مطالعات انجام شده می‌توان نتایج زیر را گرفت:

(۱) با توجه به آنالیز XRF میزان  $Al_2O_3$ ،  $SiO_2$ ،  $Fe_2O_3$ ، میزان عیار به ترتیب ۲۹/۲، ۲۶/۷، ۲۵ درصد تعیین شد.

(۲) با توجه به آنالیز ICP عیار  $Al_2O_3$ ،  $Fe_2O_3$ ، به ترتیب ۲۸/۳۳ و ۲۵/۴۵ محاسبه شد.

(۳) نتایج مطالعات XRD نشان داد که کانی‌های اصلی تشکیل دهنده نمونه عبارتند از: دیاسپور، هماتیت، کائولینیت، رس مخلوط لایه، ایلیت، مونت موریلونیت، و گوتیت است.

(۴) نتایج حاصل از آزمایش جداکننده مغناطیسی شدت بالا (خشک) در نمونه خام در ابعاد (۲۳۶۰ تا ۱۰۰۰) میکرون بازیابی آلومینیوم در بخش غیرمغناطیسی ۹۰/۸ درصد و عیار آهن در بخش مغناطیسی ۴۶/۸۹ درصد می‌باشد.

(۵) نتایج حاصل از کلسیناسیون نمونه قبل از لیچینگ به گونه‌ای است که زمان کلسیناسیون ۴۵ دقیقه و دمای کلسیناسیون ۱۰۰۰ درجه سانتی‌گراد و بازیابی سیلیس ۵۲/۲۳ درصد بوده و به عنوان دما و زمان بهینه کلسیناسیون انتخاب شد.

(۶) مهمترین پارامترهای موثر بر فرآیند لیچینگ غلظت سود، زمان و دما می‌باشد. که مقدار بهینه سود ۱۸۰ (گرم بر لیتر)، مقدار بهینه دما ۶۵ (درجه سانتی‌گراد) و مقدار بهینه زمان ۶۰ (دقیقه) بود.

(۷) بیشترین بازیابی سیلیس در شرایط بهینه ۸۲/۸۴ درصد و کمترین ۳۸/۲۴ درصد می باشد.

(۸) با استفاده از جداکننده مغناطیسی شدت بالا و لیچینگ قلیایی، فرآیند بایر بهبود یافت، که علت آن را می توان به ترتیب به کاهش  $Fe_2O_3$  و  $SiO_2$  نسبت داد.

## منابع

- [۱] Li, Z., Cao, Y., Han, G., Fan, G., & Huang, Y. (2018). Research on Impurity Removal of Low Grade Bauxite. In TMS Annual Meeting & Exhibition (pp. 23-27). Springer, Cham.
- [۲] Cheng, H. (2013). Influence of  $K_2O$  on Sintering-Synthesizing Mullite with Bauxite. *Chin. Ceram*, 49, 48-50.
- [۳] Kumar, P. S., Ravi, B. P., Khanadali, M. D., Reddy, U. M., & Shila, G. (2019). PROCESSING OF BAUXITE MINE WASTE FOR METALLURGICAL APPLICATIONS. *Journal of Applied Geochemistry*, 21(4), 428-431.
- [۴] Gu, F., Li, G., Peng, Z., Luo, J., Deng, B., Rao, M., ... & Jiang, T. (2018). Upgrading Diasporic Bauxite Ores for Iron and Alumina Enrichment Based on Reductive Roasting. *JOM*, 70(9), 1893-1901.
- [۵] Zhongfan, L. I. U. (2001). Overview of world bauxite resource. *Light Metals*, 5, 7-12.
- [۶] حبیب زاده، شمعانیان غ، عمرانی ه، ۱۳۹۴. «تجزیه و تحلیل عناصر بافتی در بوکسیت های کارستی جاجرم»: ترکیب و شرایط تشکیل. زمین شناسی اقتصادی، ۶(۱)، ۱۶۳-۱۷۶.
- [۷] شهریاری م، ۱۳۷۵. ذخایر بوکسیت کارستی (با بستر کربناته)، جهاد دانشگاهی دانشکده فنی دانشگاه تهران.
- [۸] رفیعی ب، ملائی ح، رمضان پور ح، محسنی ح، ۱۳۹۳. «ویژگی های زمین شناسی و زمین آماری نهشته های بوکسیت تاگویی»، منطقه جاجرم، شمال شرق ایران. دوفصلنامه رسوب شناسی کاربردی، ۱۱(۱)، ۱-۱۳.

[۹] Zhu, F., Xue, S., Hartley, W., Huang, L., Wu, C., & Li, X. (2016). Novel predictors of soil genesis following natural weathering processes of bauxite residues. *Environmental Science and Pollution Research*, 23(3), 2856-2863.

[۱۰] معظمی گودرزی م.، ۱۳۸۵. «بررسی و مطالعات مقدماتی فرآوری بوکسیت بلبلیه کرمان». دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.

[۱۱] طهرانچی ف.، ۱۳۹۴. «بررسی جامع صنعت آلومینیوم در ایران و جهان».

[۱۲] شرکت آلومینای ایران.، ۱۳۸۵. «آشنایی با شرکت آلومینای ایران»، مجتمع آلومینای جاجرم.

[۱۳] یوزباشی زاده ح.، ۱۳۸۲. «تولید آلومینیوم». دانشگاه صنعتی شریف، دانشکده مهندسی و علم مواد.

[۱۴] Ou, L., Feng, Q., Chen, Y., Lu, Y., & Zhang, G. (2007). "Disintegration mode of bauxite and selective separation of Al and Si". *Minerals engineering*, 20(2), 200-203.

[۱۵] Sadler, L. Y., & Venkataraman, C. (1991). "A process for enhanced removal of iron from bauxite ores". *International Journal of Mineral Processing*, 31(3-4), 233-246.

[۱۶] Smistrup, K. (2007). *Magnetic separation in microfluidic systems*. Technical University of Denmark.

[۱۷] Rao, R. B., Besra, L., Reddy, B. R., & Banerjee, G. N. (1997). "The effect of pretreatment on magnetic separation of ferruginous minerals in bauxite". *Physical Separation in Science and Engineering*, 8(2), 115-123.

[۱۸] Zhang, Y., Gao, Q., Zhao, J., Li, M., & Qi, Y. (2019). "Semi-Smelting Reduction and Magnetic Separation for the Recovery of Iron and Alumina Slag from Iron Rich Bauxite". *Minerals*, 9(4), 223.

- [۱۹] ZOU, Y., LI, J. Q., XU, B. J., CHEN, C. Y., & DONG, Q. (2013). Study on Removing of Iron From High Ferrous Bauxite by Magnetic Separation. *Hydrometallurgy of China*, (5), 7.
- [۲۰] Bhagat, R. P., Banerjee, B., Saha, P., & Mukherjee, B. C. (2006). Dry magnetic separation of bauxite ore.
- [۲۱] Zheng-gen, L., Man-sheng, C., Jue, T., Yuan-ting, H., & Xiang-long, W. (2016). Appropriate Reduction and Fe-Al Separation of High Iron Gibbsite. In *Light Metals 2013* (pp. 223-227). Springer, Cham.
- [۲۲] Li, G., Deng, B., Zeng, J., Li, Z., & Jiang, T. (2016). Extraction of alumina from the magnetic separation tailings derived from reductive roasting of bauxite residue. In *Light Metals 2016* (pp. 97-102). Springer, Cham.
- [۲۳] Liu, Z. G., Chu, M. S., Wang, Z., Zhao, W., Tang, J. (2017). Study on metallized reduction and magnetic Separation of iron from fine particles of high iron bauxite ore. *High Temperature Materials and Processes*, 36(1), 79-88.
- [۲۴] Chun, T., Li, D., Di, Z., Long, H., Tang, L., Li, F., & Li, Y. (2017). Recovery of iron from red mud by high-temperature reduction of carbon-bearing briquettes. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 117(4), 361-364.
- [۲۵] Rai, S., Nimje, M. T., Chaddha, M. J., Modak, S., Rao, K. R., & Agnihotri, A. (2019). "Recovery of iron from bauxite residue using advanced separation techniques". *Minerals Engineering*, 134, 222-231.
- [۲۶] منعمی م.، ۱۳۸۳. «کاهش آهن در محلول سولفات آلومینیوم حاصل از لیچینگ بوکسیت با اسید سولفوریک».
- [۲۷] Pang, S., Tao, D., Wen, M., & YANG, X. (1999). "Apparent kinetics of leaching of iron oxides in diasparic bauxite by hydrochloric acid". *NONFERROUS METALS-BEIJING-*, 51, 49-53.
- [۲۸] Zivkovic Z.D., (1994). "Kinetics and Mechanism of Leaching of Low-Quality Boehmite Bauxite with Hydrochloric Acid", *Hydrometallurgy*, Vol. 36, pp. 247-258.

[۲۹] Paspaliaris, Y., & Tsolakis, Y. (1987). Reaction kinetics for the leaching of iron oxides in diasporic bauxite from the parnassus-giona zone (Greece) by hydrochloric acid. *Hydrometallurgy*, 19(2), 259-266.

[۳۰] Patermarakis, G., & Paspaliaris, Y. (1989). The leaching of iron oxides in boehmitic bauxite by hydrochloric acid. *Hydrometallurgy*, 23(1), 77-90.

[۳۱] Fysh, S. A., & Clark, P. E. (1983). A Mössbauer study of the iron mineralogy of acid-leached bauxite. *Hydrometallurgy*, 10(3), 285-303.

[۳۲] Gholinejad M., (1998). "Removal of Iron from Low Grade Bauxite by Hydrochloric Acid Leaching", Third International Conference on Hydrometallurgy, China, pp: 306-309, 1998.

[۳۳] عبداللهی ه نوع پرست م،، ۱۳۸۶. «افزایش مدول  $Al_2O_3 / SiO_2$  نمونه کانسنگ بوکسیت بوکان با کاربرد روشهای فرآوری ومدلسازی لیچینگ (انحلال آن در شرایط اسیدی»، پایان نامه کارشناسی ارشد، گروه مهندسی معدن، دانشکده فنی، دانشگاه تهران.

[۳۴] ثقه الاسلامی ن و حسینی ح،، ۱۳۸۴. «بررسی کاهش آهن(III) در محلول سولفات آلومینیوم از مرحله لیچینگ تا مرحله استخراج».

[۳۵] کلینی، م،، ۱۳۸۸. «مطالعه امکان سنجی حذف آهن از بوکسیت دیاسپوری با استفاده از لیچینگ به منظور غنی سازی بوکسیت»، نشریه شیمی و مهندسی شیمی ایران، دوره ۲۸، شماره ۴.

[۳۶] Pehlivan, A., Aydin, A. O., & Alp, A. (2012). Alumina extraction from low grade diasporic bauxite by pyro-hydro metallurgical process. *Sak. Univ. J. Sci*, 16(2), 92-98.

[۳۷] Abdel-Aal, E. S. A. (2016). Leaching kinetics of gibbsitic bauxite with sodium hydroxide. In *E3S Web of Conferences* (Vol. 8, p. 01021). EDP Sciences.

[۳۸] رضایی ب،، ۱۳۷۵. «فلوتاسیون. انتشارات دانشگاه هرمزگان».

[۳۹] Lyu, F., Gao, J., Sun, N., Liu, R., Sun, X., Cao, X., ... & Sun, W. (2019). Utilisation of propyl gallate as a novel selective collector for diasporic flotation. *Minerals Engineering*, 131, 66-72.



- [۴۰] Xu, Z., Plitt, V., & Liu, Q. (2004). Recent advances in reverse flotation of diasporic ores A Chinese experience. *Minerals Engineering*, 17(9-10), 1007-1015.
- [۴۱] Hu, Y. H., Liu, X. W., & Xu, Z. (2003). Role of crystal structure in flotation separation of diasporic from kaolinite, pyrophyllite and illite. *Minerals Engineering*, 16(3), 219-227.
- [۴۲] Yu, X. Y., Wang, H. L., Wang, Q. Q., Bo, F. E. N. G., & Zhong, H. (2016). Flotation of low-grade bauxite using organosilicon cationic collector and starch depressant. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 26(4), 1112-1117.
- [۴۳] حیدرنیا ع.، ۱۳۹۱. «بررسی لیچینگ و مدل بازیابی نمونه بوکسیت منطقه ساری، به منظور کاهش ناخالصی‌ها (آهن و سیلیس)»، دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه تهران.
- [۴۴] بهنام فرد ع.، ۱۳۹۶. «توسعه تکنولوژی فلوتاسیون معکوس برای سیلیس زدایی بوکسیت»، دانشکده فنی مهندسی، دانشگاه بیرجند.
- [۴۵] H. Chuanbing and W. Yuhua, 2007, "Removal of aluminosilicates from diasporic-bauxite by selective flocculation," *Separation and Purification Technology*, p 299–303.
- [۴۶] Shu-ling, G., Xia-an, L., De-zhou, W, 2007, "Beneficiation of low-grade diasporic bauxite with hydrocyclone", *Nonferrous Metals China*, Vol. 18, pp: 444-448.
- [۴۷] Papassiopi, N., Vaxevanidou, K., & Paspaliaris, I. (2010). Effectiveness of iron reducing bacteria for the removal of iron from bauxite ores. *Minerals Engineering*, 23(1), 25-31.
- [۴۸] Li, X., Gu, S., Yin, Z., Wu, G., & Zhai, Y. (2010). Regulating the digestion of high silica bauxite with calcium ferrite addition. *Hydrometallurgy*, 104(2), 313-316.
- [۴۹] Huang, G., Zhou, C., & Liu, J. (2012). Effects of different factors during the desilication of diasporic by direct flotation. *International Journal of Mining Science and Technology*, 22(3), 341-344.

- [Δ·] Yu, X. Y., Wang, H. L., Wang, Q. Q., Bo, F. E. N. G., & Zhong, H. (2016). Flotation of low-grade bauxite using organosilicon cationic collector and starch depressant. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 26(4), 1112-1117.
- [Δ١] Li, G., Luo, J., Jiang, T., Li, Z., Peng, Z., & Zhang, Y. (2016). Digestion of alumina from non-magnetic material obtained from magnetic separation of reduced iron-rich diasporic bauxite with sodium salts. *Metals*, 6(11), 294.
- [Δ٢] Natarajan, K. A. (2016). Biomineralization and Biobeneficiation of Bauxite. *Transactions of the Indian Institute of Metals*, 69(1), 15-21.
- [Δ٣] Han, G., Wu, H., Wang, W., & Huang, Y. (2018, March). Experimental Investigation on Desiliconization of Low-Grade Bauxite by Flotation Process. In *TMS Annual Meeting & Exhibition* (pp. 203-207). Springer, Cham.
- [Δ٤] Li, Z., Cao, Y., Jiang, Y., Han, G., Fan, G., & Chang, L. (2018). Removal of Potassium and Iron in Low Grade Bauxite by a Calcination-Acid Leaching Process. *Minerals*, 8(4), 125.
- [ΔΔ] Lyu, F., Gao, J., Sun, N., Liu, R., Sun, X., Cao, X., ... & Sun, W. (2019). Utilisation of propyl gallate as a novel selective collector for diasporic flotation. *Minerals Engineering*, 131, 66-72.

## **Abstract**

Bauxite is a sedimentary rock with a relatively high aluminum content. It is the world's main source of aluminum. Bauxite consists mostly of the aluminum minerals gibbsite, boehmite and diaspore, mixed with impurities such as the two iron oxides goethite and hematite the aluminum clay mineral kaolinite and small amounts of Titanium oxides anatase and ilmenite. Important impurities available in shale (low-grade) bauxites of Jajarm alumina plant are iron and silica. In this study, the possibility of removing these impurities from bauxite sample was investigated using mineral processing and hydrometallurgical methods. Using XRF analysis, the amounts of  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{SiO}_2$ , and  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  were 29.2%, 26.7% and 25%, respectively. Also, results of XRD and mineralogy studies showed that diaspore, hematite, kaolinite and goethite minerals are the main minerals in the sample. Using ICP analysis, Al and Fe grades were determined 15% and 17.8%, respectively. To remove impurities of ferrous minerals, high-intensity magnetic tests were performed on the sample to reduce the iron in the 1000-2360 micron sizes at 11,000 Gauss magnetic field intensity. Then, for the removal of the silica in the sample, stirring leaching was used. Design of Experiments software was also used for leaching experiments. The results of high-intensity magnetic tests showed that in the non-magnetic part, the alumina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) recovery was about 90% with a grade of 35.5%. Also, in the magnetic part, Fe ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) grade was 46.89% and its recovery reached 31%. Also by conducting leaching experiments on calcined sample at 1000 °C for 45 minutes as well as its leaching in caustic soda (NaOH) at a concentration of 180 g/L at 65 °C and 60 min time,  $\text{SiO}_2$  recovery reached about 82.84%.

**Keywords:** Jajarm's Bauxite and Alumina; Bayer and Leaching Process; Silica and Iron Removal; High Intensity Magnetic Separator; Design of Experiments



**Shahrood University of Technology**

**Faculty of Mining, Petroleum and Geophysics**

**MSc Thesis in Mineral Processing Engineering**

**Reduction of iron and silica impurities available in Jajarm  
shale bauxites to improve the Bayer process**

**By:**

**Seyed reza bastan**

**Supervisor:**

**Dr. Mohammad Jahani Chegeni**

**January 2020**