

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده معدن

## پایان نامه کارشناسی ارشد

عنوان

بهینه سازی فرآیند فرآوری ذغال در کارخانه  
ذغالشویی شرکت البرز شرقی

استاد راهنما

دکتر سید ضیاءالدین شفایی

استاد مشاور

مهندس سید علی موسوی

تهیه کننده

مهدی غروی اصفهانی

تابستان ۱۳۸۰

برای

سید حمید میرافضلی

## سپاسگذاری

سپاس خداوند عز و جل را که دانش را چراغ روشنی بخش زندگی بشر قرار داد. بی شک اتمام این دوره تحصیلی و این پایان نامه بدون همدلی، همیاری و رهنمودهای عزیزان یاد شده میسر نبود.

از استاد محترم آقای دکتر سید ضیا الدین شغایی که در طول دوره کارشناسی ارشد و نیز پایان نامه به دیده لطف به بنده نگرسته اند تشکر میکنم.

از پرسنل شرکت ذغال سنگ البرز شرقی آقایان، مهندس محمود نوریان، مهندس سید علی موسوی، مهندس صالحی، آقای فریدون طاهریان و سایر عزیزان کمال تشکر را دارم.

همدلی پدر و مادر عزیز، همسر صبور و مهربان و خواهران و برادرم همواره مشوق بنده در پیمودن طریق علم و معرفت بوده است که سپاس بیکرانم نثارشان باد.

در پایان از کلیه اساتید محترم و دوستان دانشجو در دوره کارشناسی ارشد که به هر گونه به بنده لطف نموده اند مراتب امتنان دارم.

## چکیده

ذغالسنگ از گذشته های دور تا عصر حاضر به طرق مختلف در پیشبرد زندگی بشر سهیم بوده است. اهمیت ذغالسنگ در کشورمان بیشتر از دید صنایع ذوب آهن مطرح بوده است. شرکت ذغالسنگ البرز شرقی که یکی از منابع تأمین ذغال فرآوری شده (ذغال شسته) ذوب آهن اصفهان است در حال حاضر در سکوی ورودی پذیرای بیش از ۳۰ نوع ذغال متنوع می باشد. این در حالی است که ۲۵ سال پیش در بدو تأسیس کارخانه، این تعداد فقط ۲ معدن (طزره و ممدویه) بوده است. مکتوب حاضر با هدف بازنگری تحقیقاتی بر روی فعالیت کارخانه، در قالب پایان نامه کارشناسی ارشد، ارائه گردیده است. لازم است متذکر گردد با توجه به ورود حجم زیاد ذغال به کارخانه و نیز عدم وجود یک سیستم اختلاط (Blend) خوراک برای یکنواخت بودن خوراک ورودی به کارخانه، نمونه های لازم برای انجام این تحقیقات به نحوی انتخاب گردید که معرف کل خوراک باشد. به همین علت در کلیه مراحل پروژه نمونه گیری در طول ۶-۷ روز صورت گرفت.

در ابتدا برای مطالعات کلی، نمونه گیری از مجموعه کارخانه انجام شد. این نمونه گیری ها از ۴ بخش مهم کارخانه شامل جیگ، هیدروسیکلون، کلاسیفایر و فلوتاسیون انجام گردید. پس از تحلیل نتایج این آزمایشها و تعیین نواقص هر بخش، مطالعات تفصیلی بر روی سیستم فلوتاسیون انجام شد. به این منظور از روش طراحی فاکتوریل کامل آزمایشها (Factorial Design) جهت بهینه سازی سیستم فلوتاسیون استفاده شد. پس از تحلیل داده ها توسط نرم افزار Minitab از میان ۵ فاکتور دخیل در طراحی

فاکتوریل، با پاسخ بازیابی ذغال، دور روتور در سلولهای فلوتاسیون بیشترین تأثیر را در فرآیند شستشوی ذغال جهت کاهش خاکستر نشان داد.

همچنین در بخشی از پروژ، مطالعات مقدماتی بر روی باطله جیگ ماشین صورت گرفت که قابلیت فرآوری بخش مهمی از این باطله ها در آزمایشگاه و به روش واسطه سنگین اثبات شد.

# فهرست مطالب

صفحه	عنوان
۱	مقدمه
۴	فصل اول: کلیات
۴	۱-۱- مقدمه
۴	۱-۲- طبقه بندی
۴	۱-۲-۱- طبقه بندی بر اساس استاندارد ASTM
۵	۱-۲-۲- طبقه بندی به روش شوروی سابق
۶	۱-۳- شاخص های مهم تعیین کیفیت ذغال
۶	۱-۳-۱- مواد فرار
۶	۱-۳-۲- خاکستر
۷	۱-۳-۳- پلاستیسیته
۹	۱-۴- تشکیل ذغال
۹	۱-۵- برخی از کاربردهای ذغالسنگ
۱۰	۱-۶- منابع و ذخایر ذغالسنگ در جهان
۱۰	۱-۷- منابع و ذخایر ذغالسنگ در ایران
۱۳	۱-۸- کارخانه ذغالشویی شرکت البرزشرقی
۱۶	فصل دوم: روشهای فرآوری ذغال
۱۶	۱-۲- مقدمه
۱۷	۱-۲-۲- روشهای نقلی
۱۷	۱-۲-۲-۱- جدایش توسط روش واسطه سنگین
۱۷	۱-۲-۲-۲- انواع واسطه ها
۱۹	۱-۲-۲-۲- جدایش بوسیله جیگ
۲۲	۱-۲-۲-۳- ناوهای شستشو

۲۳	۴-۲-۲-سیکلون واسطه سنگین
۲۵	۵-۲-۲-هیدروسیکلون
۲۶	۶-۲-۲-میز پر عیار سازی
۲۸	۳-۲-فلوتاسیون
۲۹	۱-۳-۲-فلوتاسیون ستونی
۳۰	۴-۲-روشهای کاهش پیریت
۳۱	<b>فصل سوم-مطالعات اولیه</b>
۳۱	۱-۳-مقدمه
۳۳	۲-۳-ملاحظات نمونه گیری
۳۴	۱-۲-۳-محلهای نمونه گیری
۳۵	۳-۳-محاسبه بازیابی کلی کارخانه و جیگ
۳۹	۴-۳-تحلیل نتایج
۳۹	۱-۴-۳-جیگ
۴۴	۲-۴-۳-هیدروسیکلون
۴۹	۳-۴-۳-فلوتاسیون
۵۴	۴-۴-۳-کلاسیفایر
۵۶	<b>فصل چهارم-بهینه سازی فرایند فلوتاسیون</b>
۵۶	۱-۴-مقدمه
۵۷	۲-۴-طراحی فاکتوریل آزمایش
۵۸	۱-۲-۴-طراحی آماری آزمایشها
۵۹	۲-۲-۴-طرح فاکتوریل کامل
۶۳	۳-۴-دامنه پارامترها
۶۴	۱-۳-۴-اندازه گیری زمان ماند
۶۴	۲-۳-۴-مصرف روغن کاج،گازوئیل و درصد جامد
۶۵	۳-۳-۴-دور روتور
۶۵	۴-۴-نرم افزار Minitab
۶۹	۱-۴-۴-پارامترهای مهم تحلیلگر در مدل خروجی نرم افزار Minitab



۷۰

۴-۵-تحلیل نتایج

۸۳

فصل پنجم-نتیجه گیری و پیشنهادات

۸۳

۵-۱-نتیجه گیری

۸۴

۵-۲-پیشنهاد برای کارهای بعدی

## مقدمه

بشر در طول سالیان متمادی، از ذغال برای تولید حرارت استفاده می کرده است. پس از اختراع ماشین بخار توسط جیمزوات، ذغال سنگ به عنوان مهمترین تأمین کننده سوخت موتورهای بخار در صنایع مختلف از جمله کشتی سازی اهمیت روز افزون یافت .

پیشتازی ذغال در عرصه انرژی تا زمان کشف نفت حفظ شد. با گسترش علم پتروشیمی و تهیه انواع مشتقات انرژی زای نفت خام و نیز ظهور ذخایر جدید انرژی، مانند انرژی هسته ای، از اهمیت ذغال به شدت کاسته شد.

حدوداً پس از گذشت ۲ قرن از سقوط ارزش صنعتی ذغال، با توجه به روند بی رویه مصرف نفت و پایان پذیر بودن آن و نیز هزینه ها و خطرات برخی منابع جدید انرژی و از طرفی با عنایت به ذخایر فراوان ذغالسنگ، رویکرد دوباره به ذغال آغاز شده است. چنانکه برخی کارشناسان انرژی، ذغال را به عنوان عامل اصلی تأمین کننده انرژی قرن بیست و یکم می دانند. [۱]

این نظر با این پشتوانه منطقی همراه است که ذغال، طی فرآیندهای خاص، قابلیت تبدیل به نفت و گاز را دارد و این امر هیچ تغییری در خطوط تولید صناعی که از نفت و گاز به عنوان سوخت استفاده میکنند، ایجاد نمی کند .

از طرف دیگر در صنعت فولاد و چدن سازی از زمان تهیه کک و پی بردن به نقش اصلی آن در کارخانه های ذوب آهن نقش حیاتی ذغال در این صنایع افزایش روز

افزون یافت. به ذغال هایی که در صنایع فولاد استفاده می شوند ذغالهای متالورژی نیز گفته می شود.

به جز مصارف فوق یعنی مصارف حرارتی و کک سازی از کاربردهای دیگر ذغال می توان تبدیل به نفت و گاز، بریکیت سازی، فیلترها، رنگ سازی و... اشاره نمود.

در کشور ما از آنجا که ذخایر فراوان آهن وجود دارد پس از مطالعات مقدماتی و با توجه به وجود ذخایر ذغال، ایجاد کارخانه ذوب آهن توجیه اقتصادی یافت و لذا همزمان با ساخت کارخانه ذوب آهن، معادن و کارخانه های فراوانی نیز راه اندازی شد.

در حقیقت مصرف عمده ذغالسنگ در کشور ما کک سازی است و لذا شرکت ملی فولاد ایران تأمین داخلی ذغال سنگ را به عهده گرفته است.

طرح مطالعاتی، تحقیقاتی بهینه سازی عملیات کارخانه ذغالشویی باهدف نگاهی مجدد به این کارخانه وسیعی در بهبود نقاط ضعف کارخانه در امتداد ماموریت گرا کردن تحقیقات دانشگاهی شروع به کار کرد.

در مرحله اول مطالعات کلی روی کارخانه انجام گرفت و برای این منظور نمونه گیری از قسمتهای مختلف کارخانه انجام شد. پس از تحلیل نتایج و شناخت بیشتر کارخانه با تشخیص نقاط ضعف هر بخش، مطالعات تفصیلی بر روی یکی از بخشها، در اندازه های پایان نامه کارشناسی ارشد صورت گرفت.

به این منظور از روش طراحی فاکتوریل آزمایشها (Factorial Design) برای بهینه سازی سیستم فلوتاسیون کارخانه استفاده شد. پس از اندازه گیری ها و نمونه گیریهای لازم، طراحی آزمایش با ۵ فاکتور، با هدف (پاسخ)بازیابی ذغال، و ۳۲ آزمایش صورت

گرفت. نتایج توسط نرم افزار Minitab تحلیل شد و مشخص شد که دور روتور از مهمترین و موثرترین فاکتورها در فرآیند فلوتاسیون این کارخانه است .

در فصل اول تحت عنوان **کلیات** مختصری راجع به ذغال سنگ شامل زمین شناسی ،

تشکیل ذغال، کاربردها و پراکندگی در ایران و جهان شرح داده شده است .

در فصل دوم به طور اجمالی اصول روشهای مختلف **فرآوری ذغال** سنگ بیان شده

است . مطالعات مقدماتی شامل نمونه گیری از بخشهای مختلف و تحلیل نتایج در فصل

سوم و تحت عنوان **مطالعات اولیه** آمده است .

در فصل چهارم **بهینه سازی فرآیند فلوتاسیون** با روش طراحی فاکتوریل آزمایش

و نتایج و تحلیل های مربوط تشریح شده است .

لازم به ذکر است که مطالعات اولیه در خصوص باطله جیگ نیز انجام شد. این

مطالعات نشان می دهد که درصد قابل ملاحظه ای از ذغال قابل فرآوری در باطله

های جیگ ماشین موجود می باشد .

## فصل اول - کلیات

### ۱-۱- مقدمه

ذغال سنگ به بخش عظیمی از مواد آلی با ترکیبات و خواص متفاوت که در صد عمده آنها را کربن تشکیل می دهد، اطلاق می شود. رنگ ذغال سنگ تیره و عموماً سیاه است. پس از مواد نفتی و کروزن ذغال سنگ مهمترین منبع کربن در دنیا می باشد. ذغال سنگ که از این به بعد به اختصار ذغال نامیده می شود، در کانسارهای لایه ای و بعضی اوقات در اعماق زیاد یافت می شود. همه زغالها دارای ترکیب شیمیایی متفاوت از هم می باشند. در مجموع می توان ذغال را ترکیبی ناهمگن از مواد آلی و غیر آلی (معدنی) دانست. [۹]

تغییرات در خواص و مشخصات ذغال نه تنها در لایه های مختلف ذغالی بلکه در اعماق و موقعیت های مختلف از یک لایه نیز ، قابل مشاهده است .

### ۱-۲- طبقه بندی

به طور کلی در همه کشورها مهمترین فاکتور طبقه بندی و نامگذاری ذغال درصد مواد فرار است. مواد فرار عبارتست از آنچه که پس از حرارت دادن ذغال تا ۹۵۴ درجه سانتیگراد از دست می رود.

#### ۱-۲-۱- طبقه بندی بر اساس استاندارد ASTM [۹]

بر این اساس ، ذغال های با مواد فرار کمتر از ۸٪ آنتراسیت و بین ۱۴-۸٪ نیمه آنتراسیت نامیده می شود.

در شرایط معمولی و بر حسب انواع ماسرال موجود در نمونه ذغال اندازه گیری می کنند. و مقدار اندازه گیری شده را در عدد ۱۰ ضرب می کنند و با R۱۰ نشان می دهند. [۱]

### ۱-۳- شاخصهای مهم تعیین کیفیت ذغال [۹۱]

همانطور که در بخش طبقه بندی و نامگذاری ذغال مشاهده شد، از پارامترهای مختلفی جهت رده بندی ذغالها استفاده می شود. شاخصهایی که در ذیل به آنها اشاره شده است در زمره مهمترین پارامترهایی است که در استانداردهای معروف طبقه بندی مورد استفاده قرار می گیرند.

#### ۱-۳-۱- مواد فرار

به موادی اطلاق می شود که در اثر تقطیر ذغال در حرارت حدود ۹۵۰ درجه سانتیگراد از آن خارج می شوند و عمدتاً شامل هیدروژن، منواکسید کربن (CO)، متان، بخار قطران و مقداری گازهای غیر قابل احتراق مانند دی اکسید کربن و بخار آب می باشد. مقدار گازهای غیر قابل احتراق با کاهش درجه متامرفیسم (مانند لیگنیت و ساب بیتومینوس) افزایش می یابد.

مواد فرار یکی از عوامل مهم در تجزیه ذغال به منظور تعیین طبقه بندی و کاربرد آن است و به خصوص نقش مواد فرار در تبدیل ذغال به کک و استفاده از انرژی حرارتی آن حائز اهمیت می باشد.

#### ۱-۳-۲- خاکستر

خاکستر به موادی اطلاق می شود که پس از سوختن کامل ذغال بر جای می ماند و عمدتاً شامل سیلیس ( $\text{SiO}_2$ )، اکسید آلومینیوم ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ )، اکسید آهن ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ )، اکسید کلسیم ( $\text{CaO}$ )، اکسید منیزیم ( $\text{MgO}$ )، اکسید پتاسیم ( $\text{K}_2\text{O}$ )، اکسید سدیم ( $\text{Na}_2\text{O}$ ) و سولفات کلسیم ( $\text{CaSO}_4$ ) می باشد. علاوه بر ترکیباتی که در فوق به آنها اشاره شد رس و اسلیت نیز که از کمر بالا و کمر پائین به همراه ذغال استخراج شده اند در خاکستر مشاهده می شوند.

مقادیر اکسیدهای کلسیم، منیزیم، پتاسیم و سدیم کمتر از سیلیسیوم، آلومینیوم و آهن می باشد و از تجزیه کانیهای کربناته بدست می آیند و نیز مقادیر کربنات و سولفات کلسیم در حد P.P.m است.

### ۱-۳-۳- پلاستیسیته

مهمترین پارامتر جهت تعیین خاصیت کک شوندگی و به عبارتی گدازپذیری ذغال است. مشاهده این پدیده با حرارت دادن نمونه های ذغال خرد شده در آزمایشگاه صورت می گیرد به این صورت که با افزایش یکنواخت و آرام حرارت در صورت گداز پذیری، در حوالی ۴۰۰ درجه سانتیگراد که به آن شروع نرم شوندگی می گویند، دانه های ریز ذغال ابتدا کمی تغییر ماهیت فیزیکی داده و شروع به نرم شدن می کند. سپس به شکل گوشه دار در آمده و به تدریج با بالا رفتن حرارت این ذرات نرمتر و حالت خمیری به خود می گیرند و به یکدیگر می چسبند و در عین حال حبابهای کروی در بین ذرات تشکیل و ذرات شروع به انبساط می کنند.

پس از دوباره جامد و سرد شدن به شکل یک نمونه منفذ دار در می آید که حجم آن بیش از حجم اولیه نمونه است و به آن کک می گویند.

ذغالهای با خاصیت کک شونده‌گی اغلب دارای درصد مواد فرار متوسط و کمتر هستند.

برای تعیین پلاستیسیته دو شاخص وجود دارد که از طریق دو آزمایش جداگانه بدست می آیند :

۱- **شاخص تورم آزاد** : که از مقایسه شکل نمونه ذغال پس از اینکه تا ۸۰۰ درجه سانتیگراد ( در عدم حضور هوا ) حرارت دیده و سرد شده است، با یک سری از پروفیل‌های استاندارد که بین ۹-۱ شماره گذاری شده اند، بدست می آید.

طبق استاندارد شوروی سابق این پروفیلها بین ۷-۱ شماره گذاری شده اند. به آزمایش تعیین شاخص تورم آزاد آزمایش آگومراسیون نیز می گویند. در واقع در آزمایش شاخص تورم آزاد خاصیت کیک شونده‌گی ذغال تعیین می شود.

۲- **استفاده از انواع انبساط سنج ها** : به کمک انبساط سنج ها می توان به دو پدیده در ذغال سنگهایی که خاصیت پلاستیسیته دارند پی برد:

آ) شروع نرم شونده‌گی، انبساط و نهایتاً نحوه شکل گیری جسمی که به حالت نیمه کک، در حرارت بین ۳۰۰ تا ۵۰۰ درجه سانتیگراد تشکیل شده است.

ب) رفتار جسم نیمه کک پس از سخت شدن مجدد ( جامد ) که در حرارت های بالاتر از ۵۰۰ درجه سانتیگراد تا ۱۰۰۰ درجه سانتیگراد تشکیل می شود.



## ۱-۴- تشکیل ذغال [۱]

ذغال ماده ای است غیر همگن که از تجزیه گیاهان تحت شرایط مختلف از نظر رطوبت، حرارت و فشار بوجود می آید. بسته به نوع گیاه، میزان تجزیه و شرایط، محصولی که تولید می شود یکسان نبوده. بلکه از طیف گسترده ای برخوردار می باشد. این محصولات می توانند شامل اسید هیومیک، پیت، ذغال قهوه ای، لیگنیت، بیتومینوس، آنتراسیت و نهایتاً گرافیت باشد.

به اعتقاد متخصصین ترتیب تشکیل ذغال نیز به نحوی است که در فوق بدان اشاره شده است (پیت به ... آنتراسیت) علت آن است که تاکنون، از لحاظ عمق، هرگز پیت در زیر لیگنیت، یا لیگنیت در زیر بیتومینوس پیدا شده است.

این نظریه به واسطه دو قانون به تأیید رسیده است:

آ) قانون هیلتز: که می گوید مقدار کربن در ذغال با افزایش عمق افزایش می یابد اما مقدار مواد فرار کاهش می یابد

ب) قانون شورمن: که می گوید مقدار آب و رطوبت ذغال با افزایش عمق کاهش پیدا خواهد کرد.

مطالعات اولیه نشان می دهد که برای تشکیل ۳۰ سانتی متر ذغال بیتومینوس بین ۹۰ سانتی متر تا ۲/۱ متر گیاه لازم می باشد.

## ۱-۵- برخی از کاربردهای ذغالسنگ [۵]

در این قسمت برخی از کاربردهای ذغالسنگ به صورت فهرست وار بیان میشوند:

۱- احتراق ذغال برای سوزاندن مستقیم مواد

۲-کک سازی(در کوره های بلند ذوب آهن و صنایع چدن و فولاد)

۳-سوزاندن ذغال برای فراوری مستقیم مواد شامل:تولید سیمان،تکلیس سنگ

آهک،سرامیک سازی و ...

۴-کاربردهای غیر سوختی شامل:تبدیل به نفت یا گاز،بریکیت سازی،تصفیه پسابهای

شهری و صنعتی،پوششهای حفاظتی و ...

همچنین از باطله های ذغال هم به شکلهای مختلف استفاده میشود.

## ۱-۶- منابع و ذخایر ذغالسنگ در جهان [۱]

کل منابع ذغالسنگ در جهان ۱۰۱۳۰ بیلیون تن تخمین زده شده است که بر اساس

آخرین مطالعات ( ۱۹۹۷ ) مقدار ذخایر قطعی ذغالسنگ ۱۰۳۱/۶۱۱ بیلیون تن می باشد

( ۱۰ درصد کل منابع جهان ) که از ۱۰۳۱/۶۱۱ بیلیون تن ذخیره قطعی ۵۱۹/۳۵۸

بیلیون تن متعلق به ذغالسنگ آنتراسیت و بیتومینوس و ۵۱۲/۲۵۲ بیلیون تن مربوط

به لیگنیت و ساب بیتومینوس می باشد که با توجه به تولید ۴۶۰۷/۴ میلیون تن در پایان

سال ۱۹۹۶ نسبت بین ذخیره قطعی به تولید ۲۲۴ میباشد. اگر مقدار ذخیره قطعی و

تولید ثابت فرض شود تنها عمر ذخیره قطعی ذغال سنگ ۲۲۴ سال می شود

## ۱-۷- منابع و ذخایر ذغالسنگ ایران [۱]

بر اساس آخرین مطالعات به عمل آمده از سوی کارشناسان شرکت ملی فولاد که

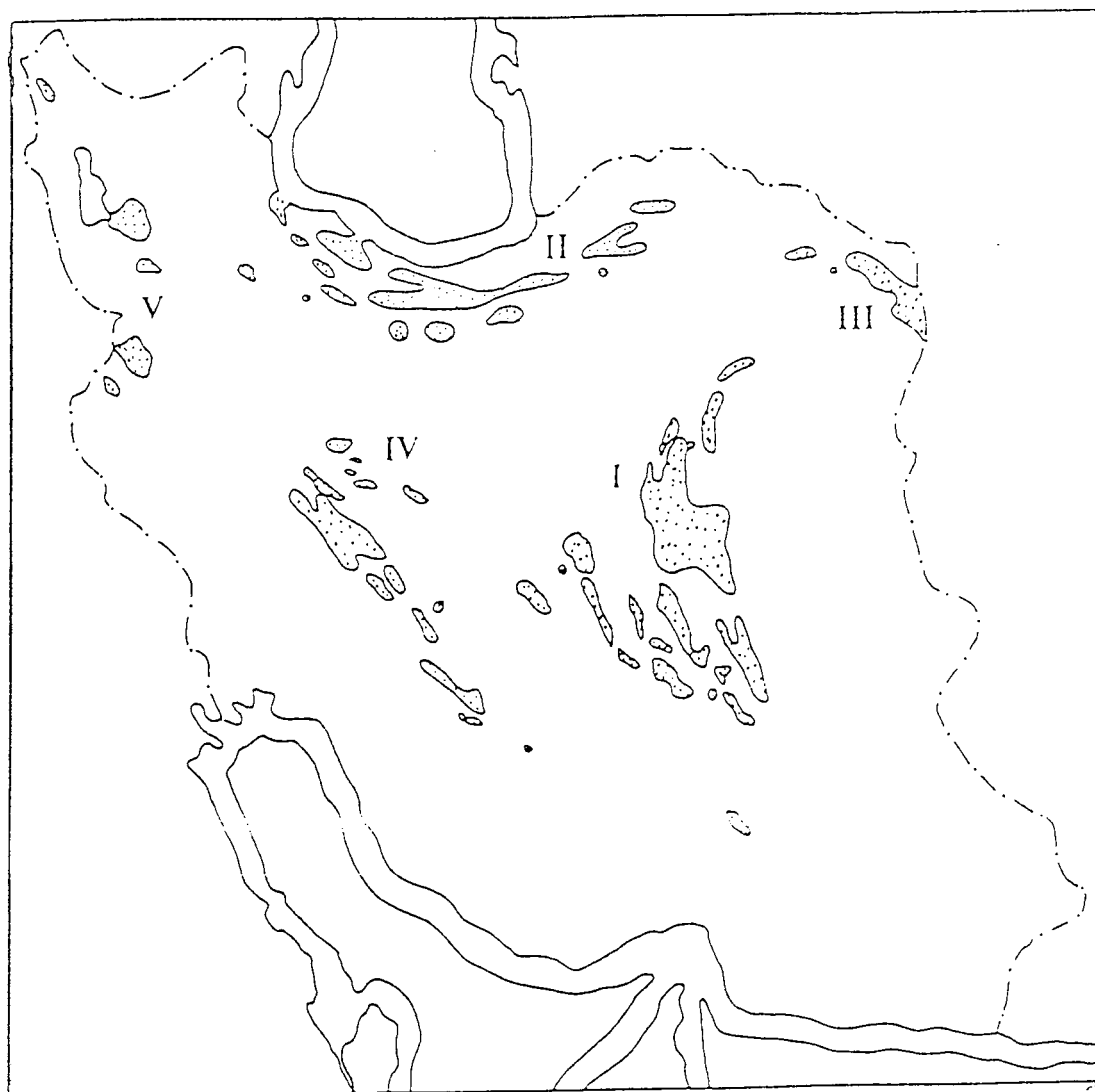
در سال ۱۳۷۴ منتشر گردید میزان ذخایر اکتشافی ذغالسنگ در ایران بالغ بر ۱/۸

میلیارد تن تخمین زده شده است که از این مقدار ۵۱۰/۲۱۴ میلیون تن ذخیره قطعی،

۱۱۸۳/۵۴ میلیون تن ذخیره احتمالی و حدود ۱۲۴ میلیون تن ذخیره ممکنه اعلام شده است. مهمترین منطقه ذغال خیز تا تاریخ اعلام شده **طبس** می باشد که مقدار کل ذخیره آن ۷۹۲/۲۸ میلیون تن می باشد.

بعد از طبس البرز مرکزی با داشتن بیش از ۵۰۰ میلیون تن ذخیره اکتشافی در مرتبه دوم قرار دارد همچنین در البرز مرکزی تعدادی از معادن فعال و استخراج از ذخائر در حال انجام است بعد از طبس و البرز مرکزی، کرمان با بیش از ۳۰۰ میلیون تن ذخیره مقام سوم را داراست. کل ذخیره ذغالسنگ در البرز شرقی ۳۸/۹۸۸۲ میلیون تن می باشد. مقدار ذخیره البرز غربی ۵/۸۸۵۷ میلیون تن تخمین زده شده است. بدین ترتیب مناطق ذغال خیز ایران شامل پنج منطقه و به ترتیب اهمیت از نظر کمیت عبارتند از منطقه طبس، البرز مرکزی، کرمان، البرز شرقی و غربی که کل ذخیره ۱۶۹۳/۵۲۶۹ میلیون تن می باشند .

شکل ۱-۱ موقعیت منابع عمده ذغالسنگ را در ایران نشان می دهد.[۴]



- I : ناحیه کرمان - نای بند  
 II : ناحیه البرز  
 III : ناحیه شمال شرق خراسان  
 V : ناحیه مراغه (آذربایجان)  
 IV : ناحیه کاشان - اصفهان

شکل ۱-۱- موقعیت منابع عمده ذغالسنگ در ایران [۴]

## ۸-۱- کارخانه ذغالشویی شرکت ذغالسنگ البرز شرقی

کارخانه ذغالشویی شرکت ذغالسنگ البرز شرقی یکی از منابع داخلی تامین ذغالسنگ کارخانه ذوب آهن اصفهان است. خوراک این کارخانه در بدو تاسیس از دو معدن طزره و ممدویه تامین می شده است که در حال حاضر منابع تامین خوراک کارخانه (با احتساب معادن خصوصی) به بیش از ۳۰ معدن رسیده است. (ذخایر قطعی ذغالسنگ در معادن این شرکت ۱/۵ میلیون تن است) درصد خاکستر ذغال های منطقه در یک دامنه وسیع در تغییر است. همچنین درصد گوگرد و فسفر (عناصر مزاحم) ناچیز است.

ارزش حرارتی ذغالها بین ۸۲۲۰ تا ۸۷۸۰ کیلوکالری است خوراک پس از ورود به کارخانه توسط سرنداولیه به ۲ دسته ۱ mm - ۱ mm و تقسیم میشود که ذرات ۱ mm به همراه ته ریز هیدروسیکلون، خوراک هیگ ماشینها را تشکیل می دهند. باطله هریک از هیگ ها توسط بالابر (الواتور) به بونکر باطله میریزد، کنسانتره هیگ توسط سرنددوم به سه دسته ۱۰+، ۱۰-۱+، ۱۰-۱ میلیمتر تقسیم میشود. ذرات ۱۰+ میلیمتر به طور مستقیم و ذرات ۱۰-۱+ میلیمتر پس از آگیری توسط دستگاه گریز از مرکز (سانتریفوژ) به نوار نقاله کنسانتره خروجی کارخانه (ذغال شسته) میریزد. ذرات ۱- میلیمتر به همراه ذغال های ۱- میلیمتر حاصل از سرنداولیه به کلاسیفایر وارد میشوند. در کلاسیفایر ذرات در سه قسمت طبقه بندی میشود. دسته اول ذرات ۱+ میلیمتر است و خوراک هیدروسیکلون را تشکیل میدهد، قسمت بعدی که ۱- میلیمتر می باشد خوراک سلولهای فلو تاسیون و بخش سوم آب برگشتی به کارخانه را تشکیل می دهد.

خوراک سلولهای فلوتاسیون وارد دو آماده سازی می شود که در آنجا کف ساز (روغن کاج) و جمع کننده (گازوئیل) اضافه می شود. ردیف سلول ۶ تایی، فرایند شناور سازی را انجام می دهند. کنسانتره فلوتاسیون پس از آگیری توسط فیلتر دیسکی به نوار نقاله ذغال شسته می ریزد. باطله فلوتاسیون نیز به تیکنر وارد می شود و سپس گل ته نشین شده به سد باطله روانه می شود.

در شکل ۱-۲ فلوشیت کارخانه ذغالشویی شرکت البرز شرقی نشان داده شده است.

## فصل دوم : روشهای فرآوری ذغال\*

### ۲-۱- مقدمه

انواع روشهای صنعتی فرآوری ذغال بر پایه پارامترهای مختلف تقسیم بندی شده اند این تقسیم بندی ممکن است بر اساس نرمی یا درشتی خوراک ، محیط محلول یا خشک و یا مکانیزم فرآوری باشد که بر این اساس می توان روشهای کلی ذیل را ذکر کرد :

۱-سنگ جوری

۲-روشهای ثقلی

۳-فلوتاسیون

راجع به سنگ جوری باید گفت با توجه به اینکه امروزه لایه هایی با ضخامت کمتر نسبت به گذشته استخراج می شود لذا ناچار به برداشتن قسمتی از کمرها برای فراهم کردن شرایط کاری هستیم. این عمل سبب افزایش ناخالصی ها در خوراک کارخانه ذغالشویی می شود.

برای جلوگیری از ورود این ناخالصی ها به خصوص قطعات درشت آنها در کارخانه های ذغالشویی پیش از ارسال خوراک به بونکر کارخانه و نیز پیش از اولین مرحله فرآوری (که معمولاً پس از سرنند است ) به صورت دستی سنگ جوری انجام می گیرد و این همان تمایز و جدا کردن جزء نامطلوب از جزء مطلوب و یا بالعکس است .

---

\* مطالب این فصل به جز در مواردی که ذکر شده است از منبع شماره [۹] آورده شده است.

## ۲-۲- روشهای ثقلی

### ۲-۲-۱- جدایش توسط روش واسطه سنگین

این روش بر اساس غوطه ور شدن و سپس جدایش ذغال در سیالی که چگالی آن بین چگالی ذغال و باطله است، انجام می شود. این سیال، سیال واسطه نام دارد. از مزایای فرآوری ذغال به وسیله روش واسطه سنگین می توان به موارد زیر اشاره کرد:

۱- امکان فرآوری سریع در هر چگالی حتی با نرخ خوراک زیاد

۲- قابل کنترل بودن جدایش

۳- امکان فرآوری دامنه زیادی از ابعاد تا ۱۴ اینچ ( ۳۵/۶ سانتی متر )

۴- هزینه سرمایه گذاری و عملیاتی نسبتاً پائین برای زمانی که ظرفیت زیاد و فضای کم مورد نیاز باشد .

۵- امکان تغییر چگالی مخصوص با توجه به وزن مخصوص مورد نیاز

۶- انعطاف در کمیت و یا کیفیت خوراک

از دیدگاه ابعاد دانه ها، همه اندازه ها می توانند توسط این روش فرآوری شوند به خصوص در دامنه ۰/۵ تا ۱۵۰ میلی متر دانه ها به خوبی توسط این روش فرآوری می شوند . گرچه می توان ابعاد بزرگتر از ۳۵/۶ سانتی متر را نیز شستشو داد.

### ۲-۲-۱-۱- انواع واسطه ها



سیال واسطه ای که برای این روش استفاده می شود به طور ایده آل باید دارای مشخصات زیر باشد :

قیمت کم ، قابل مخلوط شدن با آب ، قابلیت تنظیم در چگالی های مختلف ، پایدار، غیرسمی، بدون ایجاد خوردگی و ویسکوزیته کم .

در عین حال از لحاظ عملی باید واسطه ای با مشخصات ذیل داشته باشیم :

ارزان بودن در محل مصرف ، پایداری فیزیکی طوری که در طی فرآیند دچار تغییر نشود، از لحاظ شیمیایی با ذغال واکنش ندهد ، جدایش آسان از محصول ، بازیابی آسان از میان باطله ها، ویسکوزیته کم در چگالی مخصوص جدایش ،

به طور کلی چهار نوع سیال در این روش مورد استفاده قرار می گیرند.

۱- مواد آلی : نمونه هایی از این مواد : گازولین، بنزن، پرکلرواتیلن ، تتراکلرید کربن ، بروموفرم و ...

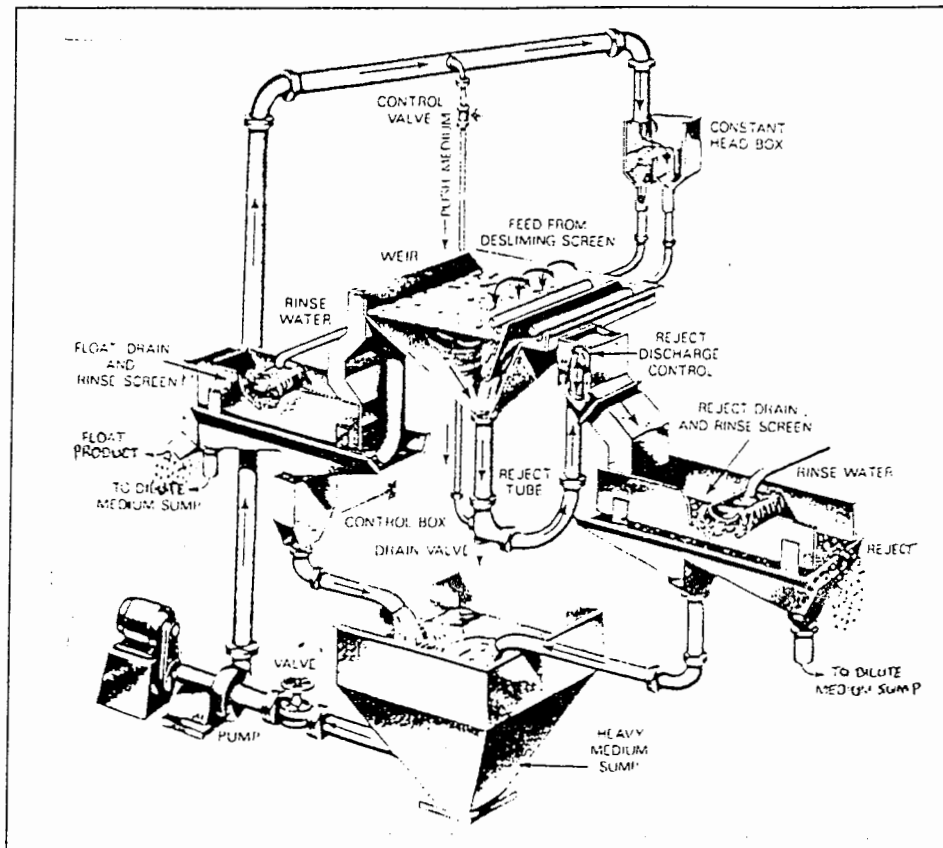
نمکهای غیر محلول در آب کلرید کلسیم مهمترین آن است

۲- مواد جامد هوازده که شنهای هوا زده یک نمونه از آنهاست .

۳- سوسپانسیون : بیشترین مصرف در روشهای واسطه سنگین را دارا می باشد دامنه

پایداری آنها از مگنتیت های دانه ریز پایدار تا سوسپانسیونهای بسیار ناپایدار مانند شنهای نسبتاً دانه درشت در تغییر است .

شکل ۱-۲ یک نمونه کلی از دستگاه جدایش واسطه سنگین را نمایش می دهد.



شکل ۲-۱ نمونه ای از روش واسطه سنگین به کمک مواد واسطه سوسپانسیون

## ۲-۲-۲- جدایش به وسیله جیگ

فرآوری توسط جیگ به وسیله حرکات جهشی و کششی بستر ذرات که به تناوب توسط محیط سیال ایجاد می شود صورت می پذیرد .

نیروهای مختلفی که به سیال وارد می شود، این امکان را میسازد که جدایش جامد - جامد بیشتر به چگالی و کمتر به ابعاد دانه ها مربوط باشد و این نسبت به سایر روشهای جدایش مزیتی برای جیگ به شمار می آید. فرآوری ذغال از طریق جیگ که امکان انتخاب مشخصات محصول را به ما می دهد ، این دستگاه را در زمره روشهای بینه برای فرآوری ذغال قرار داده است .

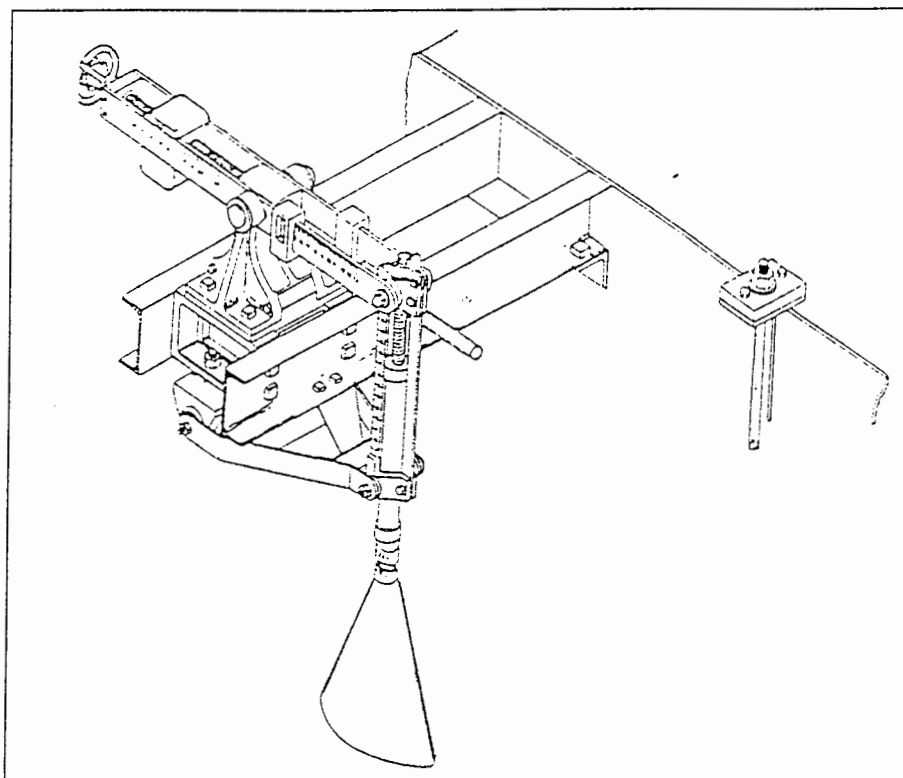
ظرفیت یک واحد مجزای جیگ برای ذغال از ۵-۷۰۰ تن بر ساعت متغیر است. گرچه از جیگ برای فرآوری ذغالهایی که جدایش آنها مشکل است، استفاده می شود ولی عدم دسترسی توأم به دو شاخص کیفیت محصول و بازیابی بالا نسبت به روش واسطه سنگین، که قابلیت فرآوری سریع خوراکهایی که دارای نسبت چگالی (ذغال به باطله) کم هستند را دارد، از محدودیتهای آن است.

Frits Baum اولین بار مکانیزم ایجاد پالس توسط هوا را به جیگ اضافه کرد. این امر اجازه کنترل بیشتر نیروهای مختلف وارده در طی فرایند جیگ را میسر می سازد و همچنین در مورد جیگهای متعدد که به صورت سری کنار هم بودند سازگار است.

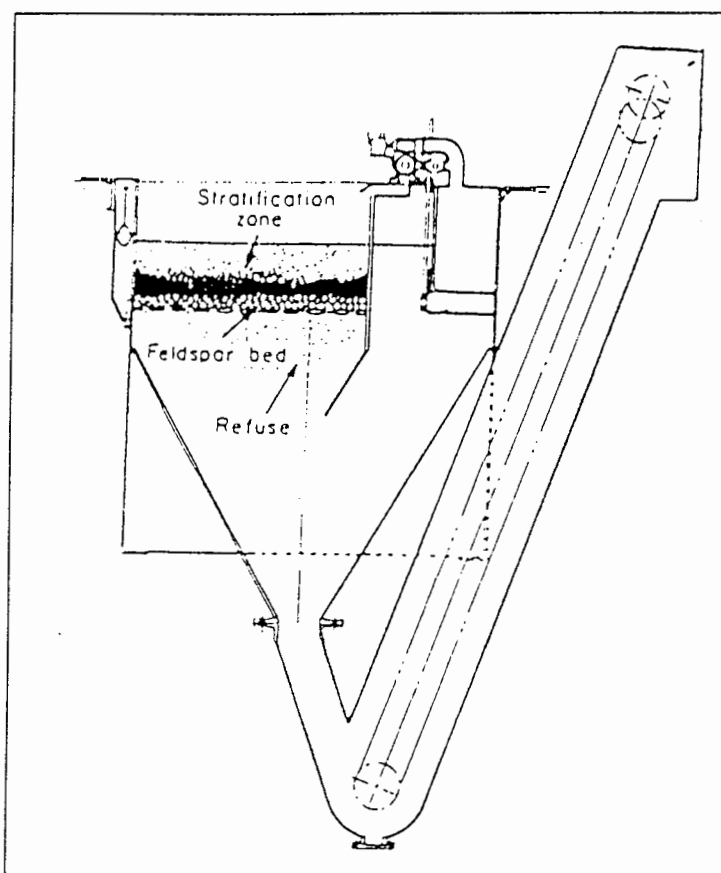
در ادامه گسترش فن آوری مربوط به جیگ، از بستر باطله استفاده شد و امروزه از بسترهای فلدسپات به طور وسیعی در جیگهای مختلف و برای فرآوری کانه های مختلف استفاده می شود. رویکرد به فلدسپات به خاطر پایداری فیزیکی، هزینه کم و چگالی مناسب دانه ها است. استفاده از این بستر به خوبی می تواند فرآوری ابعاد ریز ذغال را نیز ممکن سازد. ضخامت بستر جیگ که شامل خوراک و بستر مصنوعی است، در هر تناوب توسط یک شناور قابل کنترل است ( شکل ۲-۲ و ۳-۲) در واقع استفاده از یک ماده واسطه که به طور مصنوعی در بستر جیگ قرار می گیرد به طور غیر مستقیم می تواند سیستمی با مشخصات یک فرآیند واقعی واسطه سنگین باشد.

نیاز به فرآوری ذغالهایی با اختلاف چگالی کمتر نسبت به باطله هایشان که در محدوده کارایی جیگ قرار ندارند، کاهش محسوسی در استفاده از جیگ داشته است.

محدوده ابعاد قابل استفاده در عملیات جیگ بین ۲۰۰-۵ میلی متر است.



شکل ۲-۲ شناور مورد استفاده در جیگ برای کنترل ضخامت بستر



شکل ۳-۲ مقطع جیگهای رایج برای شستشوی ذغال

## ۲-۲-۳- ناوهای شستشو

ناوهای شستشو به دستگاههای مختلف و متعددی اطلاق می شود که بر اساس اعمال

نیروی آب بر روی ذرات در یک سطح شیبدار کار می کنند.

ظرفیت بالای این وسیله در شستشوی ذغال مهمترین مزیت آن است

انتقال ذرات بر روی سطح شیبدار تابع عوامل مختلفی است مانند :

پارامترهای مربوط به ذرات : حجم، چگالی، شکل و ...

پارامترهای مربوط به سیال : سرعت، ویسکوزیته و ...

شکل ناو و پارامترهای دیگری مثل : ویسکوزیته پالپ

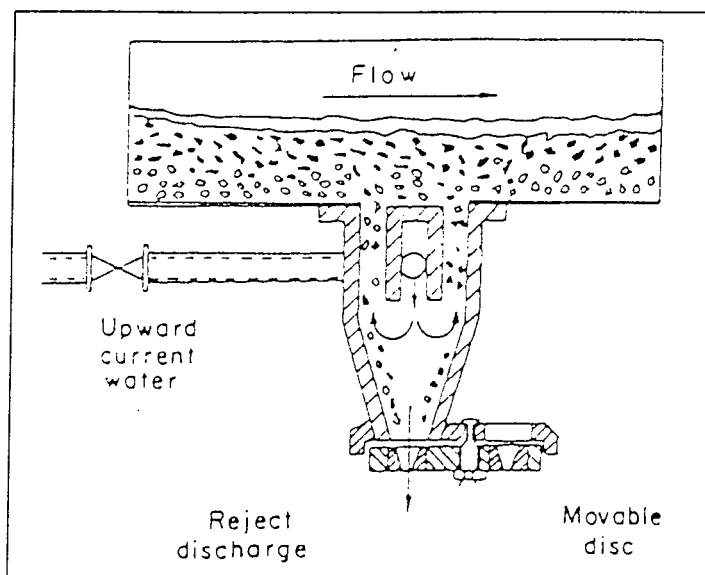
برخی از انواع این ناوها عبارتند از جدا کننده مخروطی REICHERT، ماریچ

همفری و ناو شستشوی ساده و دستگاه Rheolaveur

دستگاه Rheolaveur فراگیر ترین نوع از ناوهای شستشو است که به دو صورت

وجود دارد : ۱- برای ذرات درشت ۲- برای ذرات نرم .

شکل ۲-۴ نمونه این دستگاه برای ذغال های نرم را نشان می دهد.



شکل ۲-۴ دستگاه ناوشستشوی Rheolaveur برای ذغالهای نرم

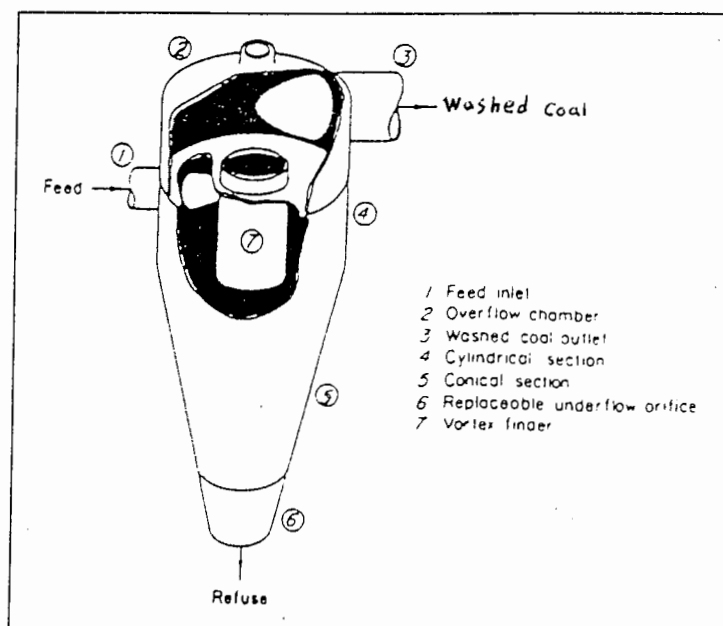
خروجی محفظه توسط یک صفحه که دارای روزنه های با قطرهای متفاوت است کنترل می شود. با چرخش این صفحه و قرار گرفتن روزنه با قطر دلخواه در زیر خروجی محفظه نرخ خروج باطله کنترل می شود.

هر محفظه به یک جریان آب عمودی رو به بالا مجهز است که فقط به ذرات سنگین اجازه سقوط به داخل محفظه و نهایتاً ورود به باطله را می دهد.

ابعاد قابل شستشو در روش Rheolaveur برای ذرات نرم ، کمتر از ۱۲/۵ میلی متر است.

## ۲-۲-۴- سیکلون واسطه سنگین (D.M.C)

در این روش مخلوطی از ذغال خام و مواد واسطه از طریق مجرای نزدیک به قسمت بالایی محفظه به طور عمودی وارد می شود این نحوه ورود خوراک باعث ایجاد یک جریان قوی در محدوده دیافراگم می شود. (شکل ۲-۵)



شکل ۲-۵ تصویری از سیکلون واسطه سنگین

باطله که سنگین تر است در امتداد دیواره به سمت پائین و نهایتاً به ته ریز منتقل می شود. ذغال شسته شده به سمت محور عمودی سیکلون میل پیدا می کند و از طریق دیافراگم به مجرای سرریز می رود.

نقش ماده واسطه هدایت بهتر ذغال به طرف محور قسمت مخروطی دستگاه و در نهایت به طرف سر ریز است.

گرچه باریت، باطله فلوتاسیون و سنگهای نرم شده به عنوان واسطه در این روش استفاده می شوند ولی از لحاظ اقتصادی هرگز به مگنتیت نمی رسند.

نسبت متداول واسطه به ذغال حدود ۵ به ۱ است ولی از نسبت ۳ به ۱ نیز البته با از دست دادن کمی از کارآیی دستگاه، می توان استفاده کرد بیش از نسبت ۵ به ۱ هم مناسب نیست چرا که باعث افزایش هزینه پمپاژ و تعمیرات و نیز افزایش بار روی سرندها می شود.

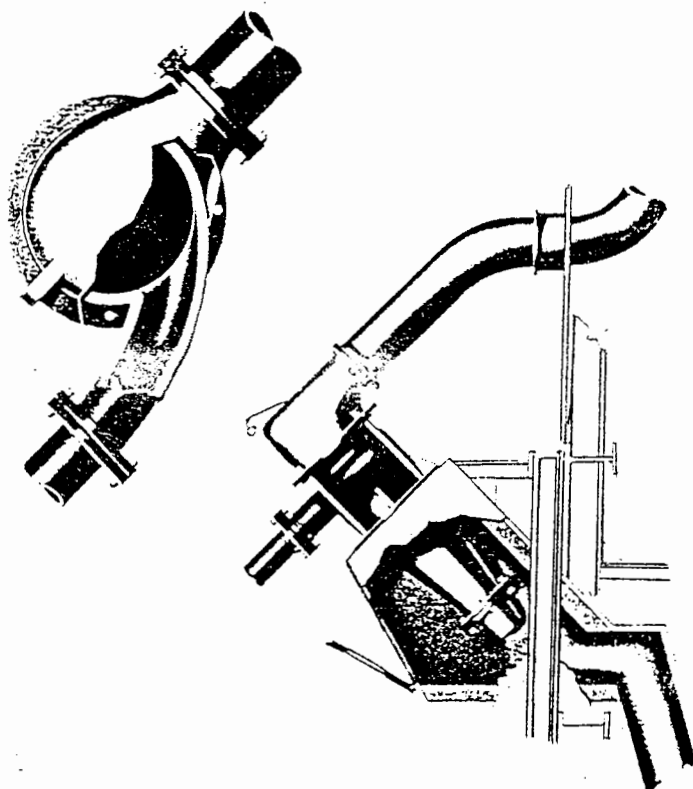
وضعیت قرار گیری سیکلون واسطه سنگین اغلب مایل و حتی به طور معکوس است

شکل (۲-۶) [۲]

سرریز از طریق یک لوله قابل انعطاف به بیرون هدایت می شود و با تغییر در ارتفاع دهانه خروجی این لوله نسبت به دهانه سرریز می توان فشارد داخلی سیکلون را تغییر داد و به این ترتیب سیکلون را تنظیم کرد. [ ۲ ]

دامنه اندازه ذغال های مورد استفاده در این روش به طور عملی بین ۱۲/۵-۰/۶

میلی متر است.



شکل ۲-۶ وضعیت قرار گیری سیکلون واسطه سنگین

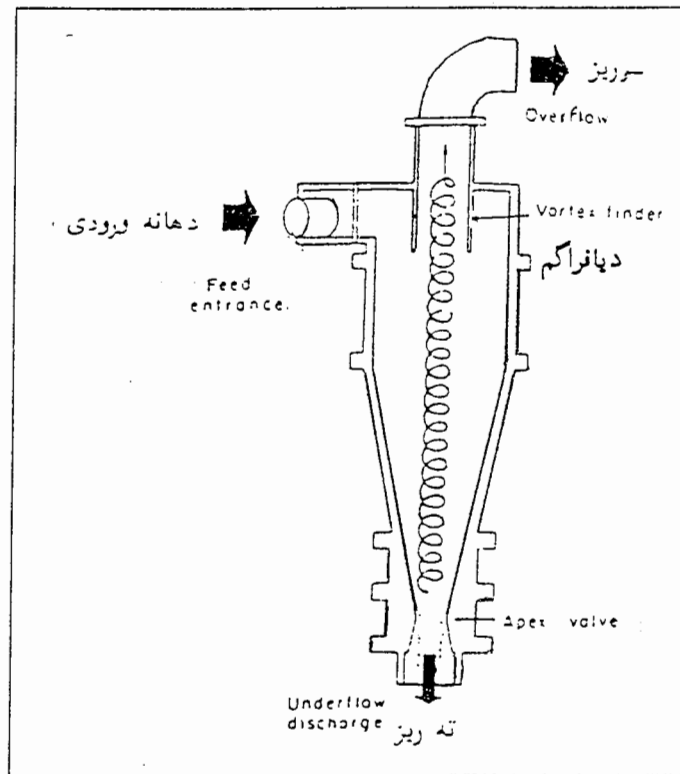
## ۲-۲-۵- هیدروسیکلون

در این وسیله از ماده ای مصنوعی به نام واسطه استفاده نمی شود ، تفاوت عمده شکل هیدروسیکلونها با سیکلونها ی واسطه سنگین در ۱- زاویه قسمت مخروطی آنهاست که بیش از D.M.C بوده و حدود ۱۲۰ درجه است و ۲- طول بیشتر دیافراگم خروجی در هیدروسیکلون .

عموماً ذغال هایی در محدوده فلوتاسیون و یا کوچکتر از آن به وسیله هیدرو-سیکلون قابل فرآوری هستند ولی در برخی موارد ذغالهای درشت تا ۲۵ میلی متر نیز شسته شده اند.

شکل ۲-۷ یک هیدروسیکلون و اجزای آن را نشان می دهد.





شکل ۷-۲ شمای کلی یک هیدروسیکلون [ ۲ ]

با تغییرات در برخی قسمتهای هیدروسیکلون می توان درصد خاکستر ذغال شسته را تنظیم کرد مثلاً با کاهش قطر دیافراگم یا افزایش قطر سرریز درصد خاکستر کاهش می یابد. همچنین در صورت کاهش طول دیافراگم نیز می توان درصد خاکستر ذغال شسته را کاهش داد.

در صورتی که در خوراک ورودی به فلوتاسیون پیریت موجود باشد می توان از هیدروسیکلون برای کاهش گوگرد پیش از ورود به فلوتاسیون استفاده کرد.

## ۲-۲-۶- میز لرزان

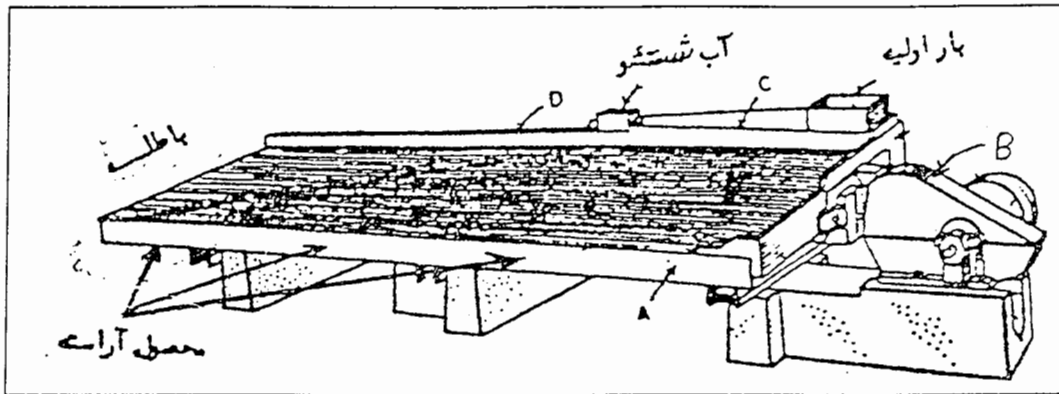
یک میز لرزان از سطح مستطیل شکل A که در جهت عرض شیب جزئی دارد تشکیل

شده است .

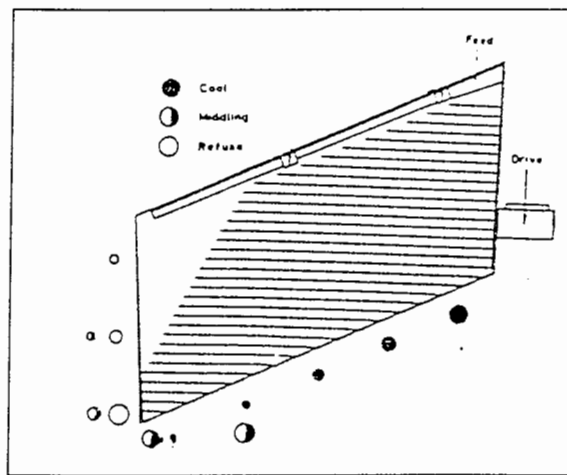
بار اولیه به صورت پالپی با غلظت بیش از ۴۰-۳۳٪ جامد از یک گوشه آن به جعبه تقسیم C وارد می شود و از آنجا بر روی میز توزیع می شود. بخشی برای ورود آب شستشو و توزیع آن در امتداد طولی بر روی میز پیش بینی شده است (D). سطح میز توسط مواعی که معمولاً در امتداد طول میز یا نزدیک به آن هستند پوشیده شده است. ارتفاع آنها از سمت ورود بار اولیه به طرف دیگر به تدریج کم می شود به نحوی که بخشی از سطح میز صاف و بدون مانع است.

توسط مکانیزم B حرکتی نوسانی در جهت طول میز به آن منتقل می گردد. این حرکت به نحوی است که میز را به آرامی به جلو می برد و به سرعت به عقب بر می گرداند. در نتیجه دانه های جامد موجود بر روی سطح میز، در امتداد طول آن به جلو پرتاب می شوند. بنابراین دانه ها تحت تأثیر دو نیرو قرار می گیرند یکی نیروی ناشی از حرکت میز در جهت طول آن و دیگری نیروی ناشی از حرکت لایه نازک آب در امتداد بزرگترین شیب میز ( عمود بر امتداد اول ). برآیند این دو نیرو، در امتداد قطر میز از محل ورود بار اولیه است و چون تأثیر جریان لایه نازک آب به ابعاد و چگالی دانه ها بستگی دارد در نتیجه دانه های کوچکتر و سنگین تر باطله دارای حرکتی عمدتاً در جهت طول میز هستند و به بخش باطله هدایت می شوند حال آنکه دانه های درشت و سبک ذغال به بخش ذغال شسته می روند. [ ۲ ]

ابعاد بار ورودی تا ۱۵ میلی متر نیز می تواند باشد ولی باید ظرفیت دستگاه را افزایش داد. در عین حال ابعاد رایج برای خوراک کمتر از ۹/۵ میلی متر است. شکلهای ۲-۸ و ۲-۹ یک دستگاه ساده میز لرزان و نحوه پرعیارسازی را نشان می دهد.



شکل ۲-۸ میز پرعیار سازی [ ۲ ]



شکل ۲-۹ نحوه پرعیار سازی درمیز

### ۲-۳- فلو تاسیون [ ۳ ]

فلوتاسیون یکی از روشهای آرایش مواد معدنی است که بر مبنای خواص شیمی فیزیکی سطوح جامدات برای ذرات ۲۰ تا ۲۰۰ میکرون در یک محیط سیال و استفاده از جریان هوا برای ایجاد حبابهای مناسب کار می کند. روش کلی کار به صورت ایجاد حباب در ته یک محفظه است و این حباب با دخالت مواد شیمیایی مختلف می تواند ماده مزبور که می تواند ماده با ارزش (فلوتاسیون مستقیم) و یا بی ارزش (فلوتاسیون معکوس) باشد را شناور سازد.

تفاوت فلوتاسیون ذغال با سایر مواد معدنی این است که در مورد مواد معدنی متداول خردایش تا حد لازم و در محدوده کاربرد فلوتاسیون باید انجام گیرد ولی در مورد ذغال فقط آن بخش از ذغال را که نمی توان به وسیله روشهای ثقلی پرعیار کرد (۱- میلی متر) با روش فلوتاسیون فرآوری می کنند.

گوگرد موجود در ذغال اگر به صورت پیریتی باشد با وجود مشکلات زیاد می توان بخشی از آن را توسط فلوتاسیون جدا کرد ولی اگر گوگرد به صورت ذاتی و آلی در ذغال موجود باشد باید از روشهای شیمیایی مانند لیچینگ و بیولیچینگ استفاده کرد. ذغال از جمله موادی است که به طور طبیعی آبران است و این امر کمک زیادی در تسهیل فرایند فلوتاسیون ذغال می کند.

انواع مواد شیمیایی مورد استفاده در فلوتاسیون ذغال عبارتند از :

جمع کننده ها (کلکتور): MIBC، سوخت های نفتی، آمین های بلند زنجیر،

کف سازها: MIBC، روغن کاج، اسید کریزلیک

بازداشت کننده ها: نشاسته ها ( دکسترین، هیدروکلوئیدی طبیعی ) پرمنگنات

پتاسیم، سیلیکات سدیم، آهک، سیانور سدیم

متفرق کننده ها: اورتو فسفات، لیگنین، سولفوناته های پلیمر.

تنظیم کننده های PH: آهک، سود.

## ۲-۳-۱- فلوتاسیون ستونی

از انواع جدید ماشین های فلوتاسیون که بتدریج در صنعت گسترش یافته اند، ماشین های فلوتاسیون ستونی میباشد. در این نوع ماشین ها بر خلاف ماشین های فلوتاسیون رایج، از وسیله ای مکانیکی برای هم زدن پالپ و متفرق کردن دانه های جامد و حباب

های هوا استفاده نشده است. بنابراین در مصرف انرژی و هزینه نگهداری، صرفه جویی قابل توجهی شده است. [۲]

مزیت این روش نسبت به سلول های متداول جدایش مطلوب تر با کارایی بیشتر، بازیابی بهتر ذرات ریز، هزینه های سرمایه گذاری و عملیاتی پایین، استفاده از فضای کم و امکان کنترل بیشتر و اتوماتیک میباشد

در مورد ذغالسنگ نتایج امیدوار کننده ای برای فراوری توسط فلوتاسیون ستونی بدست آمده است [۳]

## ۲-۴- روشهای کاهش پیریت

همانطور که در ابتدای بخش ۲-۲-۷ اشاره شد گوگردهای ذاتی باید توسط انواع روشهای شیمیایی از ذغال جدا شوند. در عین حال برای حذف پیریت به روش فلوتاسیون سه روش زیر وجود دارد :

۱- شستشوی چند مرحله ای کنسانتره

۲- فلوتاسیون مستقیم ذغال و بازداشت پیریت

۳- فلوتاسیون غیر مستقیم پیریت و بازداشت ذغال

## فصل سوم-مطالعات اولیه

### ۳-۱-مقدمه

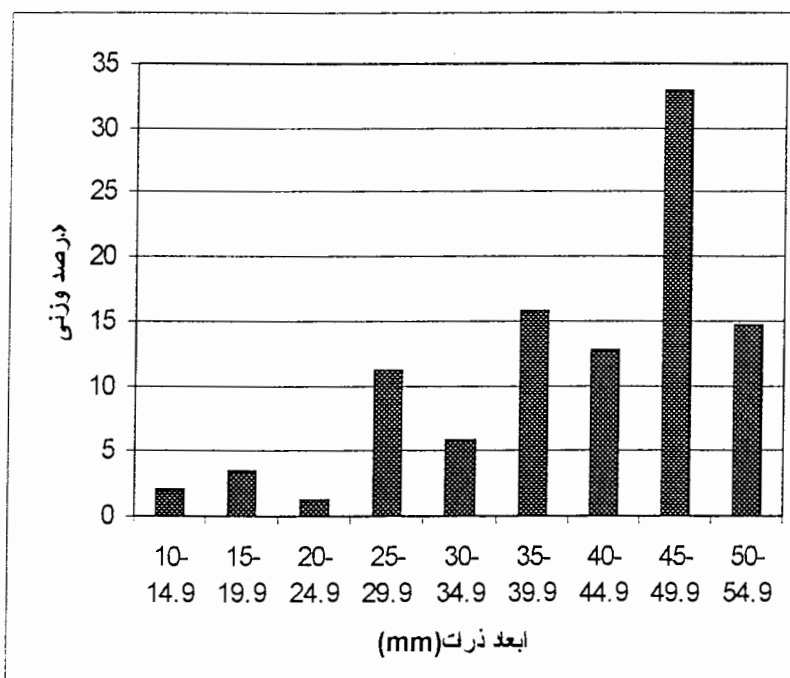
هنگام طراحی کارخانه های فراوری، به خصوص کارخانه های متشکل از چندین بخش، که عملکرد هر بخش ارتباط مستقیمی با سایر واحدها دارد، عیار خوراک ورودی دارای یک دامنه مشخص است و به همین علت در معادن، بخش کنترل سنگ و پیش از کارخانه های فراوری، انبار(بونکر)های بزرگ خوراک، هر کدام جداگانه وظیفه کنترل عیار خوراک ورودی را به عهده دارند. دلیل این امر نیز کاملاً مشخص است، چرا که دستگاه های فراوری نسبت به تغییرات شرایط بسیار حساسند که یکی از آنها خوراک ورودی است. کنترل توسط نیروی انسانی نیز بر دستگاه دقت لازم را نخواهد داشت چرا که در زمانی که طول می کشد تا شرایط یک واحد کارخانه با یک خوراک ورودی تطبیق داده شود، خوراک عوض می شود و این نابسامانی به کلیه واحدهای دیگر کارخانه نیز سرایت خواهد کرد.

در سال ۱۳۵۴ (سال دوم)، درصد خاکستر ذغال ورودی به کارخانه ذغالشویی البرز شرقی بین ۴۰/۶-۳۶/۶٪ قرار داشته است. [۷] ولی در حال حاضر این دامنه به ۵۹/۸-۲۹/۹٪ گسترش یافته است.

لذا در حال حاضر عمده ترین مشکل کارخانه نبود یک سیستم مشخص برای مخلوط کردن (BLEND) خوراک کارخانه است. این مسئله وقتی روشنتر می شود که بدانیم منابع عمده تامین خوراک کارخانه که در بدو تاسیس معادن طزره و ممدویه بوده اند، اکنون

معادن طزره (شهرستان شاهرود)، معادن اولنگ و قشلاق (مازندران) و معادن طبس (خراسان) می باشند.

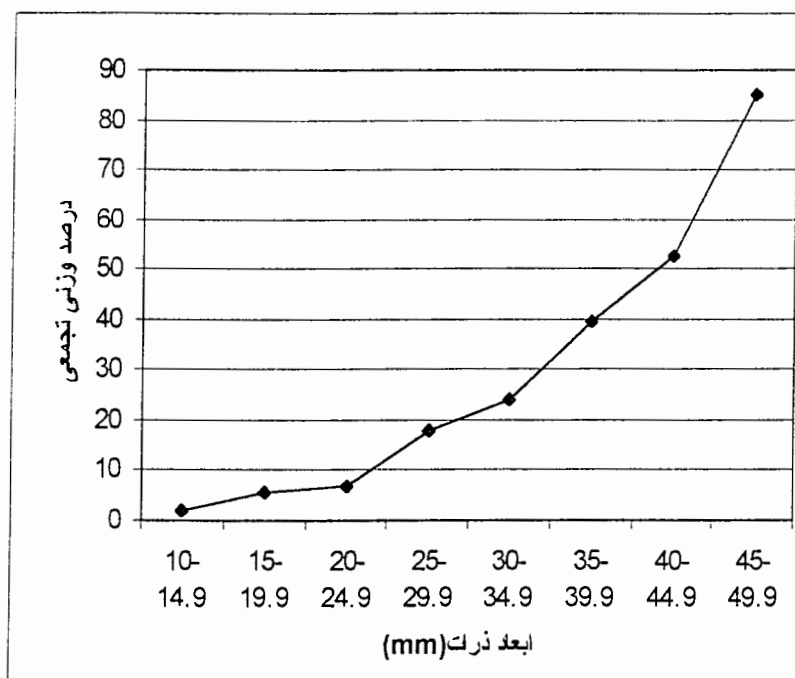
نمودار ۱-۳ فراوانی وزنی خوراک ورودی به کارخانه را از لحاظ توزیع خاکستر نشان می دهد.



نمودار ۱-۳- درصد وزنی خوراک کارخانه از لحاظ توزیع خاکستر

این اعداد از میانگین درصد خاکستر ماهانه ذغالهای ارسالی از هر معدن در ۵ ماه بدست آمده است. همانطور که ملاحظه می شود ذغال های با خاکستر ۴۹/۹- ۴۵ درصد بیشترین درصد خوراک ورودی به سکورا تشکیل می دهد (بیش از ۳۰٪ کل خوراک).  
 نمودار ۲-۳ درصد تجمعی وزنی توزیع خاکستر را در خوراک ورودی نشان می دهد. بر طبق این نمودار ذغالهای بایبش از ۴۰٪ خاکستر و کمتر از آن از لحاظ وزنی تقریباً سهم برابر دارند. این مطلب نشان می دهد که بایک تقسیم بندی ساده، میتوان ذغال ورودی به سکوی کارخانه را در دو بخش (خاکستر کمتر از ۴۰٪ و بیش از ۴۰٪) دپو کرد و برای

خوراک دهی به کارخانه، از هر کدام از این دپوها به نسبت مساوی استفاده کرد. میانگین درصد خاکستر خوراک ورودی به سرند اولیه (پس از مخلوط شدن نسبی در بونکر) بین ۲۹،۹ تا ۵۹،۸ در تغییر است در حالی که این دامنه تغییر در طراحی کارخانه بین ۴۱-۳۹٪ لحاظ شده است.



نمودار ۲-۳ درصد وزنی تجمعی توزیع خاکستر در خوراک ورودی

### ۲-۳- ملاحظات نمونه گیری

نمونه گیری مقدماتی از بخشهای مختلف کارخانه به عمل آمد که شامل بخشهای ذیل است:

۱- جیگ (ورودی و خروجی ها)

۲- هیدروسیکلون (ورودی و خروجی ها)

۳- فلوتاسیون (ورودی و خروجی ها)

۴- کلاسیفایر (ورودی و خروجی ها)



در هر بخش، فرایند نمونه گیری ملاحظات و نکات مختلفی را به همراه داشت که در ذیل به صورت خلاصه بیان شده است:

- نمونه گیری از بالابرها: برای این کار دیسهای فلزی بزرگی برای هر یک از الواتورها تهیه شد. این دیسها به حالت کشویی در زیر محل تخلیه الواتور قرار می گیرد و به اندازه ای است که تمامی محتویات یک قاشقک الواتور در آن می ریزد. رعایت این مسئله از این جهت بود که نتایج آزمایشها تا حد امکان به واقعیت نزدیک باشد.

- خوراک جیگ متشکل از ذرات ۱+ میلیمتر خوراک ورودی و نیز ته ریز هیدروسیکلون است.

- در کنار مجرای ورودی هیدروسیکلون یک شیر جریان مازاد (BY PASS) وجود دارد که در صورت اضافه بر ظرفیت بودن جریان این شیر به تناسب بازمی شود. نمونه گیری از هیدروسیکلون در دو حالت تعریف شد. در حالت اول نمونه گیری با شیر کاملاً بسته تحت عنوان حالت ایده آل و در مورد دوم نمونه گیری در حالتی که شیر جریان مازاد در کارخانه در حال کار در آن وضعیت است، تحت عنوان حالت عملیاتی، انجام شد.

- برای نمونه گیری از خوراک فلوتاسیون از هر آماده سازبه اندازه مساوی نمونه گرفته شد.

### ۳-۲-۱- محلهای نمونه گیری

این محلهای هر کدام بایک علامت اختصاری معرفی شده اند این علائم در شکل ۱-۲ مشخص شده اند و به صورت ذیل می باشند:

FT(TOTAL FEED)

-خوراک کلی(ورودی) به کارخانه

<b>FJ</b> (FEED OF JIG)	-خوراک جیگ
<b>EL1</b> (ELEVATOR 1)	- باطله جیگ اول(بالبر ۱)
<b>EL2</b> (ELEVATOR 2)	-باطله جیگ دوم(بالبر ۲)
<b>CJ</b> (CONCENTRATE OF JIG )	-کنسانتره جیگ
<b>FF</b> (FEED OF FLOTATION)	-خوراک فلوتاسیون(خروجی دوم کلاسیفایر)
<b>B T</b> (BEFORE THICKNER)	-باطله فلوتاسیون پیش ازتیکنر
<b>A T</b> (AFTER THICKNER)	-باطله فلوتاسیون پس ازتیکنر
<b>C F</b> (CONCENTRATE OF FLOTATION)	-کنسانتره فلوتاسیون
<b>F C</b> (FEED OF CLASSIFIER)	-ورودی کلاسیفایر
<b>F C1</b> (FEED OF H.CYCLONE)	-خروجی اول کلاسیفایر(خوراک هیدروسیکلون)
<b>O C</b> (OVERFLOW OF H.CYCLONE)	-سرریز هیدروسیکلون
<b>U C</b> (UNDERFLOW OF CYCLONE)	-ته ریز هیدروسیکلون

### ۳-۳- محاسبه بازیابی کلی کارخانه جیگ

باتوجه به اینکه باطله جیگ متشکل از باطله هریک از دو الواتور است و باطله کلی کارخانه از باطله جیگ و فلوتاسیون تشکیل می شود، باید سهم هر کدام از این اجزا را در باطله جیگ یا کارخانه، جهت تعیین سایر پارامترها مانند خاکستر، درصد وزنی و ... محاسبه نمود.

-باطله جیگ: سهم هر الواتور در باطله جیگ به صورت ذیل محاسبه می شود (محاسبات مربوط به یکی از نمونه گیری ها می باشد) نخست وزن محتویات یک جام الواتور را در چند مرحله بدست آورده و میانگین این اوزان محاسبه میشود. سپس با کسر رطوبت

متوسط (که برای هر الواتور جداگانه بدست آمده است) وزن خشک بدست می آید .  
 الواتور ۱ در هر دقیقه ۲۹ بار الواتور ۲ در هر دقیقه ۱۷ جام تخلیه میکنند در نتیجه میتوان وزن خشک باطله هر الواتور، که در یک دقیقه تخلیه می شوند را حساب کرد و سپس سهم هر الواتور را بدست آورد .

سهم هر فاشک	نرخ جامد خشک	کسر رطوبت	وزن محتوی یک فاشک
(%)	(کیلوگرم بر دقیقه)	(%)	(کیلوگرم)
۲۵/۵%	۱۶۶/۰۹	۹/۷۷	۱۱/۹۲ الواتور ۲:
۷۴/۵%	۴۸۴	۱۶/۶۹	۱۸/۷۶ الواتور ۱:

باطله کلی کارخانه: برای تعیین باطله کلی کارخانه باید وزن خشک باطله فلواتسیون که در واحد زمان به تیکنرمی رود را محاسبه کرد . روش محاسبه به صورت ذیل است:  
 پس از تعیین درصد جامد و دانسیته جامد (باطله) از رابطه ذیل دانسیته پالپ محاسبه

میشود [۲]

$$\sigma_p = \frac{1000 * 100 * \sigma_s}{\sigma_s * (100 - X) + 1000 * X}$$

که در آن:

$\sigma_p$ :	چگالی پالپ
$\sigma_s$ :	چگالی جامد
X:	درصد جامد

پمپ تامین خوراک فلوتاسیون به طور متوسط در هر ساعت، ۱۵۰ متر مکعب پالپ به سلولهای فلوتاسیون ارسال می کند که باتوجه به طراحی کارخانه ۱۳۰ متر مکعب در ساعت آن روانه تیکنر می شود از ضرب این عدد در دانسیته پالپ وزن باطله خروجی در ساعت بدست می آید و حاصل ضرب این عدد در درصد جامد، نرخ باطله خشک در ساعت را بدست می دهد در ذیل روند محاسبات برای بدست آوردن باطله کلی کارخانه و سهم هریک از اجزا که مربوط به یکی از نمونه گیری ها می باشد، نشان داده شده است:

$$\sigma_p = 1.19/9 \text{ M}^3/\text{h}$$

$$1.19/9 \times 130 = 132587$$

نرخ باطله خروجی فلوتاسیون

$$132587 \times 0.39 = 51709 \text{ kg/h}$$

نرخ باطله خشک فلوتاسیون در ساعت

$$51709 / 60 = 862 \text{ Kg/Min}$$

نرخ باطله خشک فلوتاسیون در دقیقه

بنابراین سهم اجزای شرکت کننده در باطله کلی کارخانه بدست می آید

$$EL1 = 884 \text{ Kg/Min} = 65/73\%$$

$$EL2 = 166.09 \text{ Kg/Min} = 22/56\%$$

$$TF = 86/2 \text{ Kg/Min} = 11/71\%$$

باطله فلوتاسیون

با در دست داشتن این ارقام به دو روش میتوان دو عدد برای بازیابی کلی کارخانه حساب نمود. عدد واقعی که بانمونه گیری از سه جزء باطله فوق و مخلوط کردن به نسبت سهم هر کدام، باطله کلی را تهیه و آنالیز نمود و عدد محاسباتی که از نتایج آزمایشگاه استفاده کرده و با محاسبه وزن آماری هر جزء، پارامتر مربوطه را که می تواند خاکستر یا درصد وزنی باشد، بدست آورد.

بازیابی طبق رابطه زیر بدست می آید:

$$R = \frac{c(f-t)}{f(c-t)} * 100$$

که در آن:  $f, c, t$  به ترتیب عیار خوراک، کنسانتره و باطله می باشد. لازم به ذکر است که برای محاسبه بازیابی کنسانتره ذغال باید درصد خاکستر را از عدد ۱۰۰ کم کنیم تا درصد مواد کربنی بدست آید.

با توجه به مراحل محاسباتی که ذکر شد میانگین نرخ جامد خشک الواتورهای ۱ و ۲ و باطله فلوتاسیون به ترتیب  $۷۵/۵۳/۷۵$ ،  $۵۲۳/۴۳$  و  $۷۵/۵$  کیلوگرم بر دقیقه به دست آمد و در نتیجه به طور متوسط باطله کلی کارخانه متشکل از  $۷۰\%$  الواتور ۱،  $۲۰\%$  الواتور ۲ و  $۱۰\%$  باطله فلوتاسیون می باشد. همچنین باطله جیگ متشکل از  $۷۷/۳\%$  الواتور ۱ و  $۲۲/۷\%$  از الواتور ۲ می باشد.

بازیابی جیگ و نیز بازیابی کلی کارخانه از هر دوروش محاسبه شد. و مشاهده شد نتایج اختلاف ناچیزی دارند:

	واقعی	محاسباتی
R T	$۷۶/۴\%$	$۷۴/۶۲\%$
R J	$۷۱/۸۴\%$	$۷۷/۶۳\%$

این مقدار اختلاف در اعداد ممکن است به خاطر تفاوت در روش نمونه گیری از الواتورها (بین نگارنده و پرسنل کارخانه) و در پی آن تفاوت نتایج باشد.

## ۳-۴-تحلیل نتایج

### ۳-۴-۱ جیگ

پس از خشک کردن نمونه ها، آنالیز سرنندی توسط سرندهای ۵/۹، ۵/۵ و ۱۶/۰ میلیمتر انجام شد در صدوزنی هر طبقه تعیین و مقداری از هر طبقه جهت تعیین خاکستر به آزمایشگاه ارسال شد. لازم به تذکر است که با استفاده از تئوری  $GY$  مقدار خطای نمونه گیری قابل محاسبه است. [۸]

### بازیابی و ضریب پرعیارسازی

ضریب پرعیارسازی ( $K$ ) یکی دیگر از ملاک های تعیین کیفیت فراوری می باشد و

نشان دهنده بخش راه یافته از خوراک به کنسانتره می باشد یعنی:

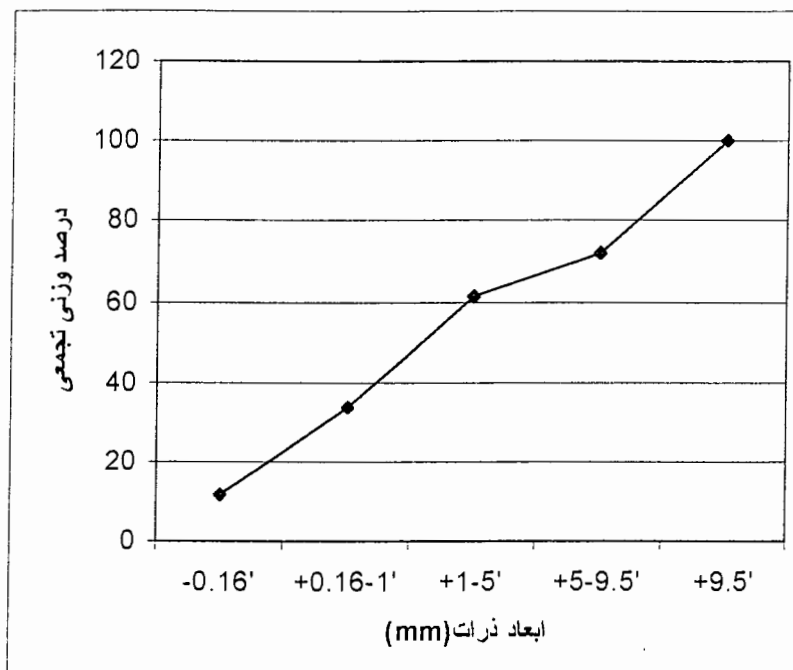
$$K = \frac{F}{C}$$

که  $F$  و  $C$  به ترتیب نرخ جامد خوراک و کنسانتره می باشند.

مقدار بازیابی متوسط جیگ ۷۱/۸۴٪ است، به عبارتی از ۱۰۰ تن مواد کربنی که وارد جیگ می شود ۳۰ تن به باطله می رود متوسط ضریب پرعیارسازی برابر ۲/۳۳ است و در نتیجه از ۱۰۰ تن خوراک که وارد جیگ می شود تنها ۴۳ تن آن وارد کنسانتره می شود.

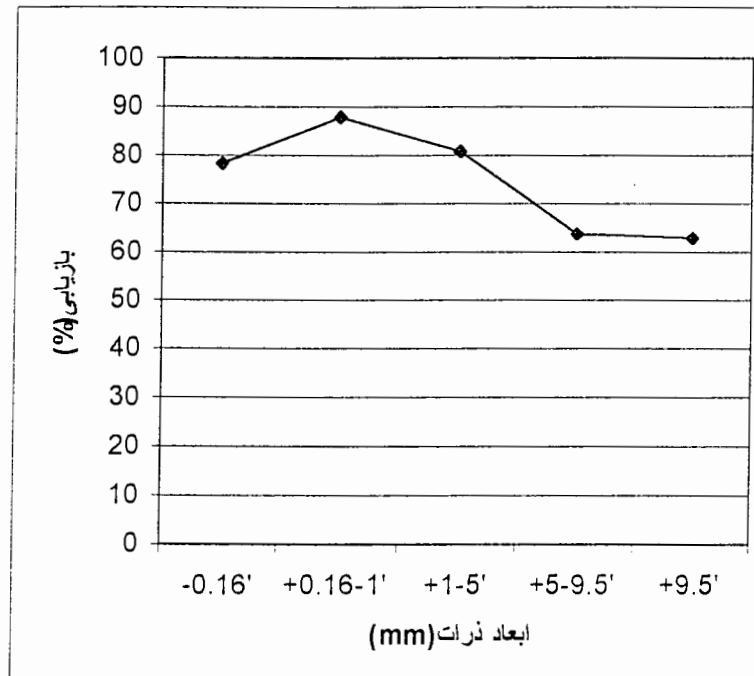
- نمودار ۳-۳ درصد جمعی وزنی در طبقات مختلف سرنندی را برای خوراک ورودی نشان می دهد همانطور که در شکل نشان داده شده است نزدیک به ۶۶٪ خوراک دارای ابعادی بیش از ۱ میلیمتر است. با فرض جدایش کامل ذرات ۱- میلیمتر توسط سرنده اولیه

(که غیرممکن است) و با توجه به ورود ذرات بزرگتر از ۱ میلیمتر به جیگ ماشین، حدود ۷۰٪ خوراک کارخانه وارد جیگ می شود که نشان دهنده اهمیت زیاد جیگ در فرایند شستشوی ذغالسنگ در کارخانه ذغالشویی شرکت البرز شرقی است.



نمودار ۳-۳ درصد وزنی تجمعی طبقات سرنندی برای خوراک کارخانه

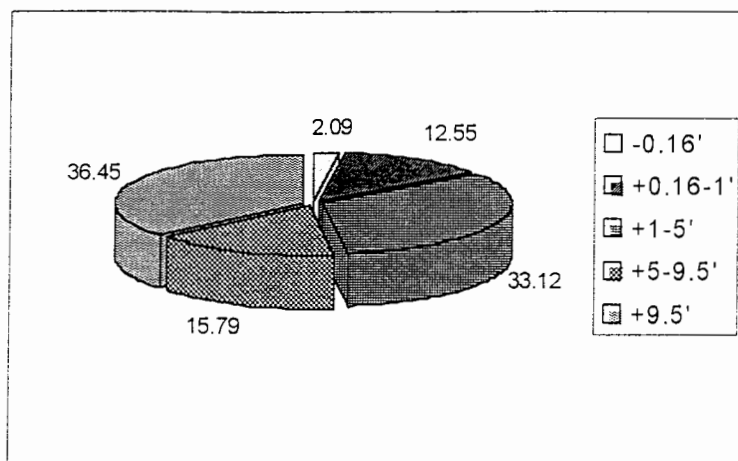
-نمودار ۳-۴ بازایی طبقات مختلف سرنندی را برای جیگ نشان می دهد.



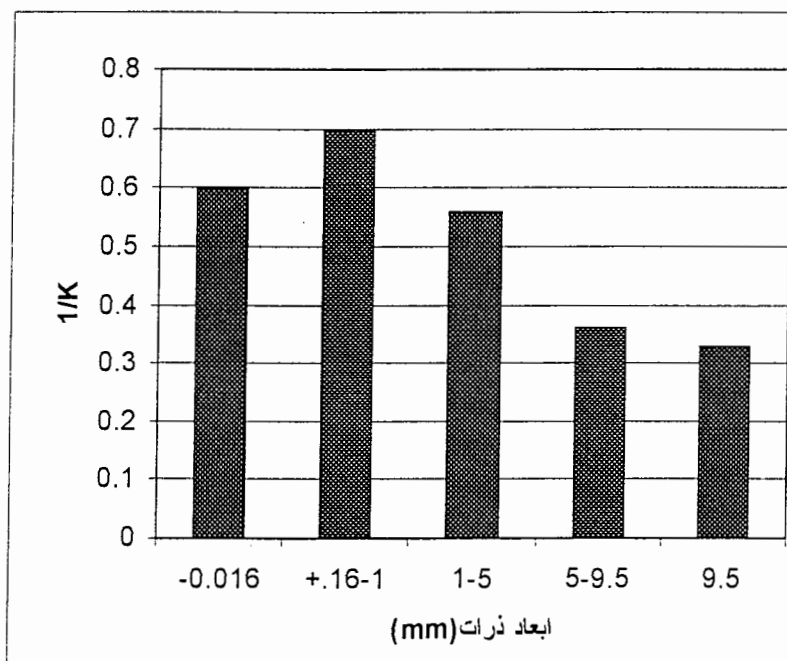
نمودار ۲-۴ بازیابی جیگ بر حسب دانه بندی

بیشترین بازیابی متعلق به طبقه (fraction) ۱-۱۶+ میلیمتر و کمترین آن مربوط به طبقه ۹/۵+ میلیمتر است. این در حالی است که ذغال ۹/۵+ میلیمتر نزدیک به نیمی از خوراک جیگ را تشکیل می دهد (۴/۴۹٪) و در باطله جیگ نیز بیشترین سهم وزنی متعلق به این دامنه ابعادی است (نمودار ۳-۵) نسبت پرعیار شونده گی این ذرات برابر ۳ است (نمودار ۳-۶) یعنی از ۱ واحد وزنی خوراک جیگ که ابعادی بیش از ۹/۵ میلیمتر دارد تنها حدود ۳۰٪ آن وارد کنسانتره می شود و نیز  $\frac{۳۲}{۹} = ۳.۵۶$ ، به عبارتی فقط از این طبقه ۳۰٪ خوراک جیگ وارد کنسانتره می شود.





نمودار ۳-۵ درصد وزنی طبقات سرندی درباطله جیگ

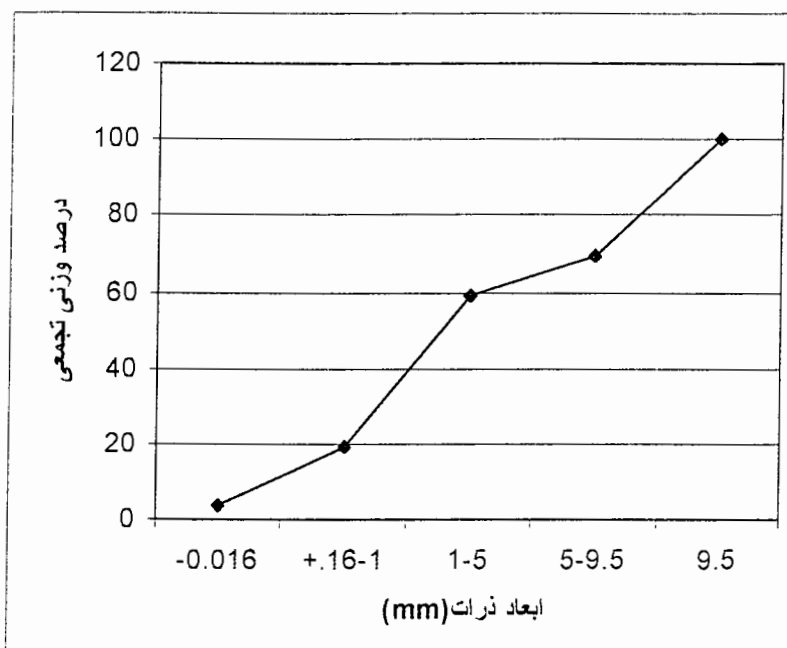


نمودار ۳-۶ عکس نسبت پر عیار سازی برای طبقات مختلف سرندی جیگ

دلیل این امر میتواند علاوه بر کیفیت نامطلوب ذغال ورودی ناشی از عدم حرکت ثقلی مطلوب دانه هادر جیگ باشد. به عنوان مثال وجود یک رگه ناخالصی یا حتی ترکیبات گوگرد دار در یک قطعه ذغال (مثل پیریت) که ممکن است درصد کمی هم داشته

باشند(بعضا ذغال های طبس) به راحتی می تواند باعث راهیابی قطعه ذغالی به باطله شود.

- نمودار ۳-۷ درصد تجمعی وزنی کنسانتره جیگ را نشان میدهد.



نمودار ۳-۷ درصد وزنی تجمعی طبقات سرنندی برای کنسانتره جیگ

وجود درصد بالایی از ذرات ۱- میلیمتر در کنسانتره جیگ نشان دهنده عملکرد ضعیف هیدروسیکلون و سرندها است. به علاوه ترد بودن ذغال سنگ و خردایش آن در مراحل مختلف تغلیظ خود به خود درصد مواد ریز را افزایش میدهد. در این میان اگر سرندها نوبه جدایش را به خوبی انجام دهد باز هم می توان از راهیابی این ذرات که خاکستر زیادی نیز به همراه دارند، جلوگیری کرد. با توجه به نمودار ۳-۷ و نیز جدول ۱-۳ ملاحظه میشود ۱۹/۳۱٪ وزنی کنسانتره جیگ با متوسط درصد خاکستر ۱۶/۶٪ ابعاد کمتر از ۱ میلی متر دارند.

- جدول ۳-۱ درصد خاکستر موجود در طبقات مختلف سرندي جیگ رانشان می دهد .  
 کمترین درصد خاکستر مربوط به طبقه ۵-۹+۵ میلیمتر است . درصد بالای خاکستر در ذرات ۱- میلیمتر به علت کاهش کارایی جیگ در این محدوده ذرات است چراکه ذرات نرمه باعث افزایش ویسکوزیته محیط جیگ می شوند [۲] .

جدول ۳-۱ درصد خاکستر کنسانتره جیگ در طبقات مختلف سرندي

طبقه	-۰/۱۶	+۰/۱۶-۱	+۱-۵	+۵-۹/۵	+۹/۵
سرندي (mm)					
درصد خاکستر	۱۸/۲۳	۱۶/۲۲	۱۳/۰۹	۱۱/۷۱	۱۲/۸۱

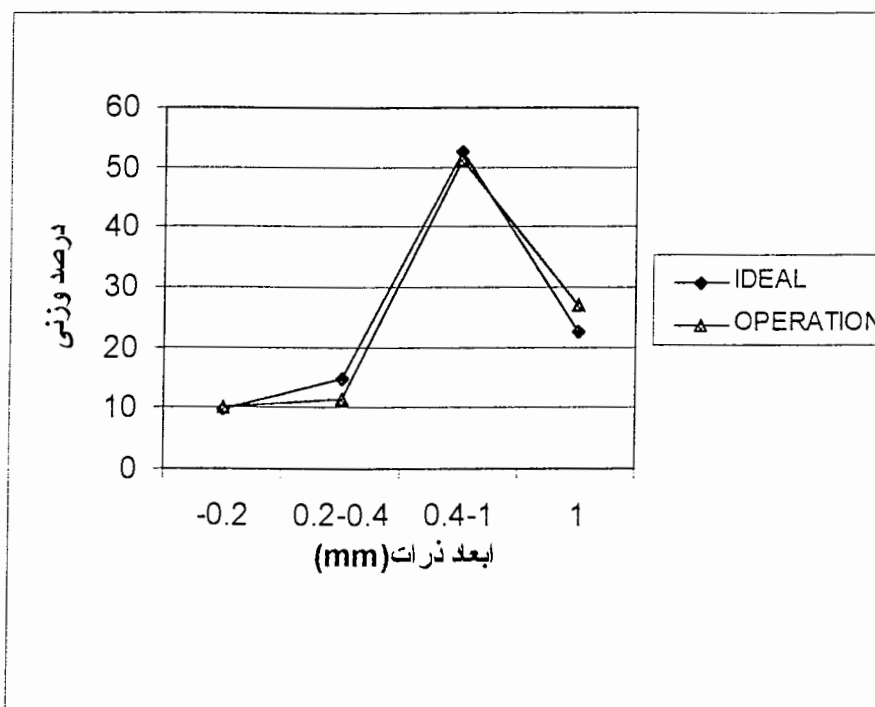
### ۳-۴-۲ هیدروسیکلون

این قسمت یکی از ضعیف ترین عملکردها را در بین واحدهای کارخانه دارا می باشد . دلیل عمده این مسئله تغییر و آشفتگی در پارامترهای طراحی کارخانه، نظیر درصد جامد است . (جدول ۳-۲)

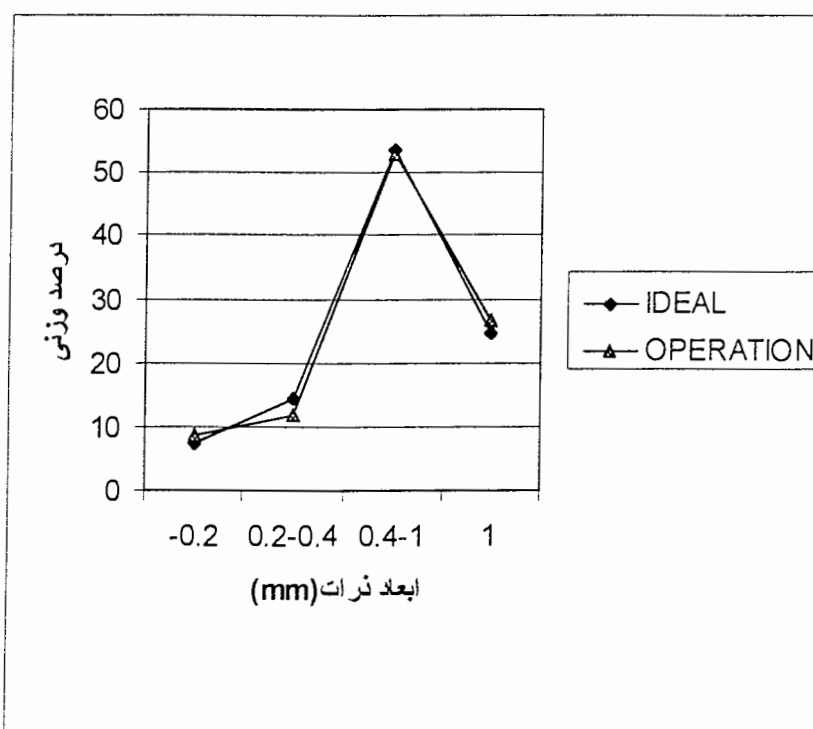
جدول ۳-۲ درصد جامد خوراک، ته ریز و سرریز هیدروسیکلون در طی نمونه گیری

	درصد جامد (%)			
FC	۳۰/۲	۱۸/۴	۱۹/۸	۳۱/۴
UC	۴۸/۷	۳۸/۴	۲۰/۸	۴۵/۸
OC	۷/۹	۳/۴	۳	۱۱/۶

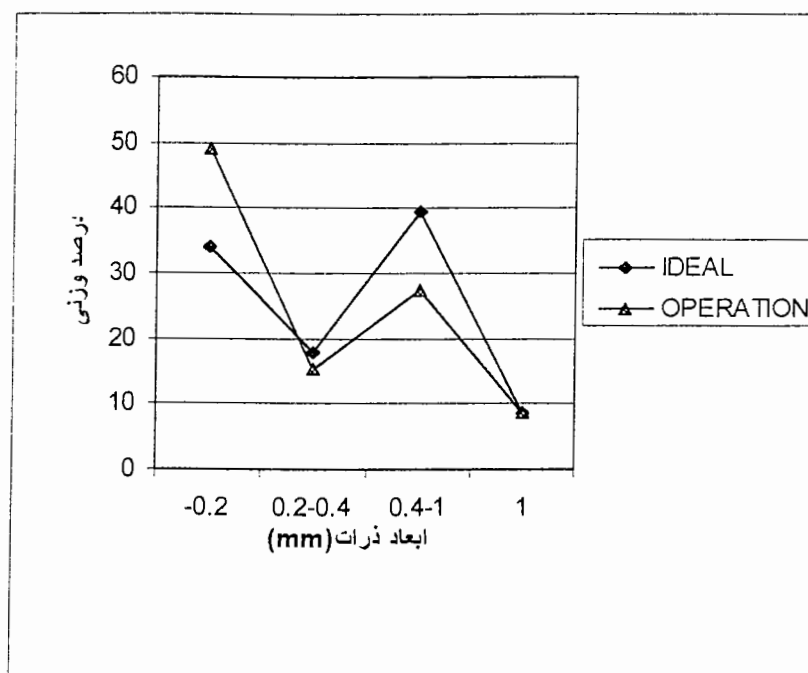
همانطور که در بخش ۳-۲ گفته شد نمونه گیری از هیدروسیکلون در دو بخش عملیاتی و ایده آل انجام شد . نمودارهای ۳-۱۰، ۳-۹ و ۳-۸ مقایسه دانه بندی خوراک، ته ریز و سرریز را در دو حالت عملیاتی و ایده آل نشان می دهد .



نمودار ۳-۸ مقایسه خوراک هیدرو سیکلون در دو حالت ایده آل و عملیاتی



نمودار ۳-۹ مقایسه ته ریز هیدروسیکلون در دو حالت ایده آل و عملیاتی

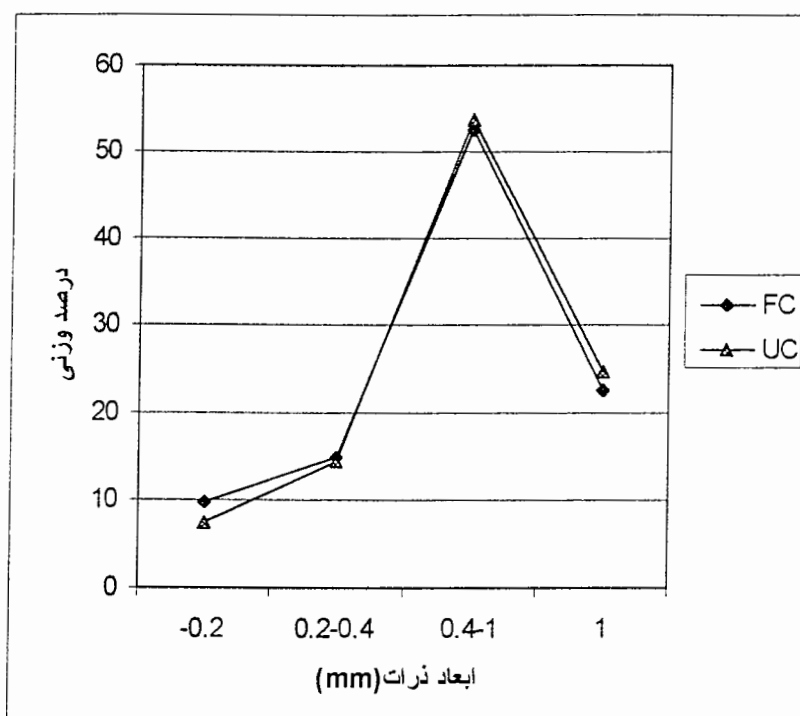


نمودار ۳-۱۰ مقایسه سرریز هیدرو سیکلون در دو حالت ایده آل و عملیاتی

چنانچه مشاهده می شود دانه بندی خوراک و ته ریز در دو حالت تفاوت چندانی ندارد ولی در مورد سرریز اختلاف دارد به طوری که ذرات ۰/۲- میلیمتر در حالت عملیاتی درصد وزنی بیشتری را نسبت به حالت ایده آل (بخش ۳-۲) به خود اختصاص می دهد. به عبارت دیگر ، وضعیت سرریز در حالت عملیاتی بهتر از حالت ایده آل است . همچنین بیشترین درصد ذرات در خوراک و نیز ته ریز در طبقه ۱-۰/۴ میلیمتر واقع شده است .

-نمودار ۳-۱۱ مقایسه دانه بندی خوراک و ته ریز را در حالت عملیاتی نشان می

دهد .



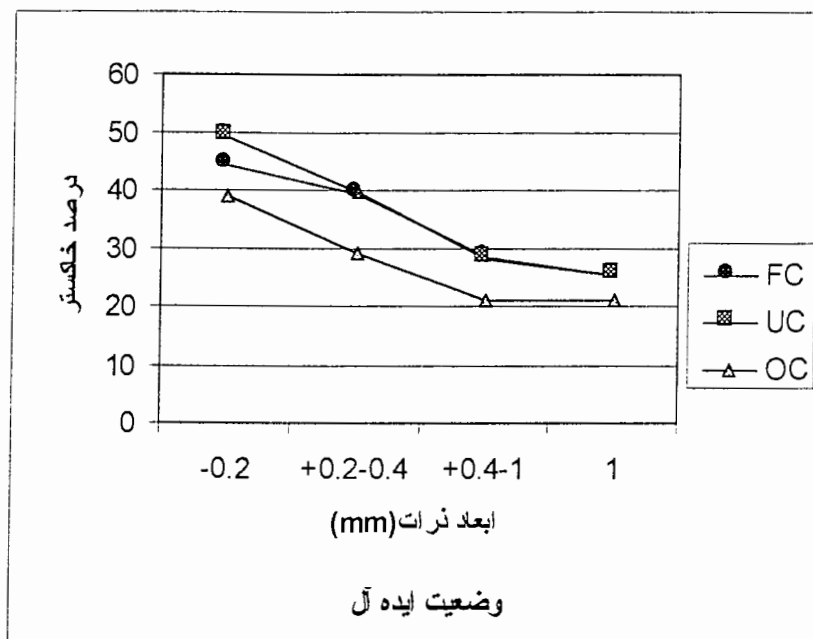
نمودار ۱۱-۳ مقایسه دانه بندی خوراک و ته ریز هیدروسیکلون در حالت عملیاتی

همانطور که مشاهده می شود دانه بندی ته ریز نسبت به خوراک اختلاف ناچیزی دارد. در حالت عملیاتی نیز وضعیت به همین منوال است. (عملکرد غیر طبیعی هیدروسیکلون)

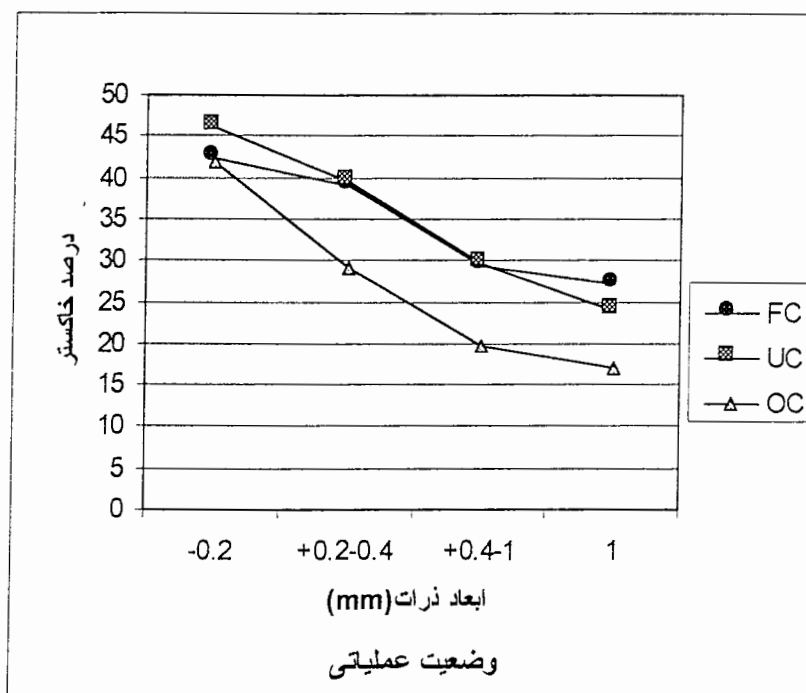
- نمودار ۱۲-۳ و ۱۳-۳ وضعیت درصد خاکستر خوراک، ته ریز و سرریز را در دو حالت عملیاتی و ایده آل نشان می دهد. در هر دو نمودار با افزایش ابعاد دانه ها، درصد خاکستر کاهش می یابد. همچنین در هر دو نمودار درصد خاکستر سرریز، در هر طبقه بندی، کمتر از خوراک، و درصد خاکستر ته ریز بیشتر از خوراک است. این مطلب به این علت است که چگالی ذغال سنگ از باطله های همراه کمتر است لذا با توجه به مکانیزم

طبقه بندی در هیدروسیکلون که بر مبنای ابعاد و چگالی است، دانه های سبکتر به سرریز

و سنگین تر به ته ریز میروند [۲۰].

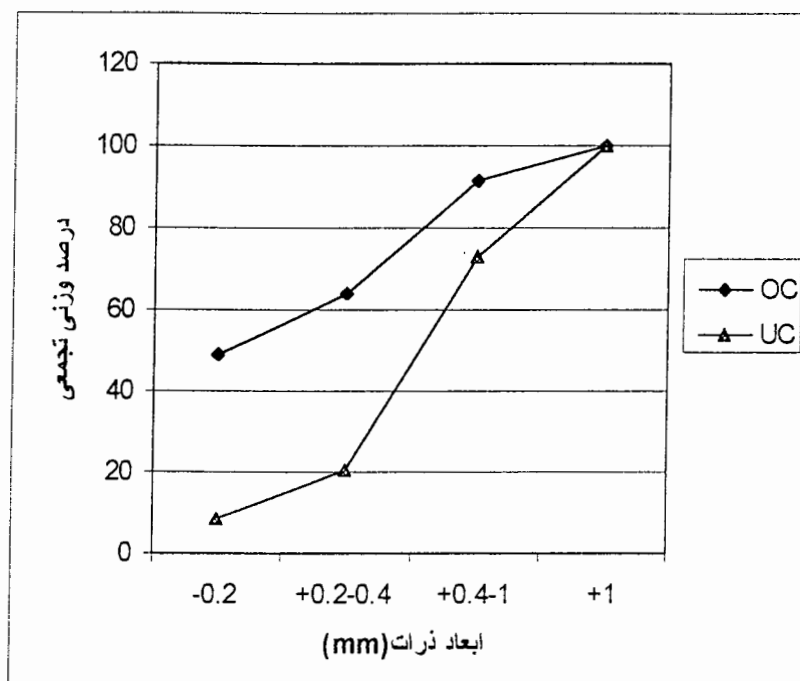


نمودار ۳-۱۲ وضعیت درصد خاکستر خوراک، ته ریز و سرریز در حالت ایده آل



نمودار ۳-۱۳ وضعیت درصد خاکستر خوراک، ته ریز و سرریز در حالت عملیاتی

-نمودار ۳-۱۴ درصد وزنی تجمعی طبقات سرنندی را در ته ریز و سرریز در حالت عملیاتی (حالت ایده آل نیز مشابه است) نشان می دهد. چنانچه ملاحظه می شود ۷۳/۲۳٪ ته ریز و ۹۱٪ سرریز در طبقه ۱- میلیمتر قرار دارند در صورتی که در دانه های زیر ۱ میلیمتر در ته ریز باید به مراتب کمتر از رقم حاضر باشد.



نمودار ۳-۱۴ درصد وزنی تجمعی طبقات سرنندی در ته ریز و سرریز هیدرو سیکلون

### ۳-۳-۳ فلوتاسیون

جدول ۳-۳ درصد خاکستر و درصد وزنی طبقات مختلف سرنندی را برای خوراک، کنسانتره و باطله نشان می دهد.  $W_p$  نشان دهنده درصد وزنی و  $A_p$  معرف درصد خاکستر است.



جدول ۳-۳ درصد خاکستر و درصد وزنی طبقات مختلف سرندي و نمونه كلي براي

خوراك، كنسانتره و باطله

باطله		كنسانتره		خوراك		ابعاد (mm)
AP	WP	AP	WP	AP	WP	
۷۲/۹۸	۸/۴۶	۲۲/۴۸	۲/۳۱	۴۵/۰۵	۶/۷۴	--/۰۵
۷۰/۱۱	۴۵/۱۵	۱۹/۵۱	۳۹/۴۳	۳۸/۱۳	۳۸/۱۹	+۰/۰۵--/۰۲
۶۳/۹۷	۲۰/۴۷	۱۷/۰۸	۲۸/۹۱	۳۱	۲۵/۱۶	+۰/۲--/۰/۴
۵۴/۹۷	۲۵/۹۳	۱۱/۸۵	۲۹/۲۲	۲۵/۹۳	۳۰/۲۸	+۰/۴-۱
۶۵/۲۹		۱۶/۳۵		۳۲/۵۲		نمونه كلي

-بیشترین ذرات راه یافته به کنسانتره ۲/۰-۰/۰۵+ میلیمتری باشد .

-در ابعاد ۲/۰- mm درصد خاکستر کنسانتره زیاد بوده و این به خاطر وجود نرمه است .

-با کاهش ابعاد دانه ها درصد خاکستر (خوراك، كنسانتره و باطله) افزایش می یابد .

-باطله فلوتاسیون در دامنه ابعادی ۱-۰/۴+ دارای درصد خاکستر متوسط ۵۴/۹۷/می

باشد گاهی درصد خاکستر خوراك ورودی به سکوی کارخانه برابر این مقدار است .

-با توجه به کاهش ناگهانی درصد خاکستر خوراك، باطله و کنسانتره به نظرمی رسد

بهترین درجه آزادی در طبقه ۱-۰/۴+ باشد .

جدول ۳-۴ عكس نسبت پرعيارسازی و بازایابی طبقات مختلف سرندي را نشان میدهد .

جدول ۳-۴ عكس نسبت پرعيارسازی و بازایابی طبقات مختلف سرندي در فلوتاسیون

ابعاد (mm)	--/۰۵	+۰/۰۵--/۰۲	+۰/۲--/۰/۴	+۰/۴-۱
بازایابی (%)	۷۸/۰۲	۸۲/۸۸	۸۴/۵۱	۸۰/۱۵
۱/K	۰/۵۵	۰/۶۴	۰/۷	۰/۶۷

-بیشترین بازایابی و نسبت پرعيارسازی متعلق به طبقه ۴/۰-۰/۲+ میلیمتر است .

- علت کاهش بازیابی و عکس نسبت پرعیارسازی (ونه درصد خاکستر که در جدول ۳-  
 ۳ به آن اشاره شد) برای ذرات ۱-۴/۰ میلیمتر، نسبت به طبقه ۴-۰/۲ میلیمتری  
 تواند به خاطر کاهش ظرفیت حمل حباب باشد.  
 حساسیت پراش بازیابی نسبت به پارامترهای خوراک، کنسانتره و باطله توسط رابطه  
 زیر بدست می آید: [۳]

$$V_R = (\partial R_f)^2 V_f + (\partial R_c)^2 V_c + (\partial R_t)^2 V_t$$

که در آن:  $V_f$ ،  $V_c$ ،  $V_p$  به ترتیب پراش های خوراک، کنسانتره و باطله که با توجه  
 به سطح اعتماد مهندسی بدست می آیند.  $\partial R_f$ ،  $\partial R_c$ ،  $\partial R_p$  مشتقات رابطه بازیابی  
 نسبت به خوراک، کنسانتره و باطله می باشند که از روابط ذیل بدست می آیند:

$$\partial R_c = \frac{-100 t(f-t)}{f(c-t)^2}$$

$$\partial R_f = \frac{100 ct}{f^2(c-t)}$$

$$\partial R_t = \frac{-100 c(c-f)}{f(c-t)^2}$$

بایدست آوردن پراش بازیابی میتوان مشخص کرد که در سطح اعتماد مهندسی،  
 بازیابی محاسبه شده تا چه حدودی خطا دارد. [۳]

جدول ۳-۵ ضرایب حساسیت پراش بازیابی در طبقات مختلف سرندی را نسبت به  
 پراش های خوراک، کنسانتره و باطله نشان می دهد.

جدول ۳-۵ ضرایب حساسیت پراش بازیابی در طبقات مختلف سرندی نسبت به پراشهای

خوراک، کنسانتره و باطله

ابعاد (mm)	-۰/۰۵	+۰/۰۵-۰/۲	+۰/۲-۰/۴	+۰/۴-۱
F	۱/۸۹	۱/۵۴	۱/۷۹	۲/۸۲
C	۰/۲۹	۰/۳۶	۰/۶۱	۰/۹
T	۱/۵۶	۰/۹	۰/۵۸	۰/۸۱

- در کلیه طبقات، پراش بازیابی، بیشترین حساسیت را نسبت به پراش خوراک ورودی

دارد و کمترین حساسیت را به پراش کنسانتره دارد.

- پراش بازیابی ذرات ۰/۰۵- میلیمتر بیشترین حساسیت را به پراش باطله دارد.

- متوسط درصد مواد کربنی در خوراک، کنسانتره و باطله قلو تاسیون به ترتیب

۸۳/۶۵، ۶۴/۷۸ و ۳۴/۷۱ است که با فرض سطح اعتماد مهندسی (۰/۹۵) مجاز به داشتن

۰/۵٪ خطا هستیم پس انحراف معیار به ترتیب برابر ۳/۲۴، ۴/۱۸ و ۱/۷۴ است (تذکر

اینکه در معادله حساسیت پراش ها بکار می روند که مجذور انحراف معیار است)

ضرایب مربوط به حساسیت پراش بازیابی نسبت به پراش های خوراک، کنسانتره

و باطله به ترتیب برابر ۰/۴۵، ۰/۴۰ و ۱/۰۴ می باشد. با فرض سطح اعتماد مهندسی ۰/۹۵ برای

محاسبات، داریم:

$$V_R = 2 * (3.24)^2 + 0.45 * (4.18)^2 + 1.04 * (1.74)^2 = 32$$

پس انحراف معیار برابر خواهد بود با:

$$S_R = 5.66\%$$

در سطح اعتماد مهندسی (۹۵٪) ضریب انحراف معیار  $Z = 1/96 \sim 2$  خواهد بود پس:

$$R = 79.34 \pm 2 * 5.66\% = 79.34 \pm 11.31\%$$

در حقیقت، آنچه بیشتر در معادله حساسیت موثر است مقادیر مشتقات معادله بازیابی نسبت به خوراک، کنسانتره و باطله است، چرا که مجذور این مقادیر در معادله مزبور استفاده میشود. انحراف معیار بدست آمده نشان دهنده عدم تناسب این ضرایب است و لازم به ذکر است که در یک سیستم عملیاتی مطلوب فراوری بیشترین حساسیت متعلق به پراش باطله و کمترین آن متعلق به کنسانتره است. [۳]

جدول ۳-۶ مقایسه وضعیت دانه بندی باطله قبل و بعد از تیکنر

ابعاد (mm)	-۰/۰۵	+۰/۰۵-۰/۲	+۰/۲-۰/۴	+۰/۴-۱
محل				
قبل از تیکنر (BT)	۸/۴۶	۴۵/۱۵	۲۰/۴۷	۲۵/۹۳
بعد از تیکنر (AT)	۷/۰۷	۴۷	۳۰/۲۶	۱۵/۶۸

- چنانچه از جدول ۳-۶ ملاحظه می شود هیچ نظم منطقی بین داده ها دیده نمی شود و این موضوع عدم کارایی مطلوب تیکنر را نشان می دهد این سوال که ضرر ناشی

از تعطیلی کارخانه به خاطر کم آبی چقدراست، لزوم مطالعه بیشتر بر روی تکنرراتوجیه می کند.

### ۳-۴-۴ کلاسیفایر

جدول ۳-۷ متوسط درصد خاکستر و درصد وزنی طبقات مختلف سرنندی رابرای ورودی و خروجی های کلاسیفایر که همان خوراکیهای هیدروسیکلون و فلو تاسیون می باشد نشان می دهد.

جدول ۳-۷ درصد خاکستر و درصد وزنی طبقات سرنندی برای ورودی و خروجیهای مختلف

#### و نمونه کلی کلاسیفایر

ابعاد (mm)	FC		FC1		FC2	
	AP	WP	AP	WP	AP	WP
-۰/۰۵	۴۲/۳۴	۵/۵۴			۴۰/۴۴	۵/۰۶
+۰/۰۵-۰/۲	۳۱/۹۳	۳۶/۳۴	۴۰	۸/۶۸	۳۳	۴۰/۸۱
+۰/۲-۰/۴	۲۸/۹۲	۲۱/۵۳	۴۰/۲۹	۱۲/۵۱	۲۸/۲۲	۲۶/۱۴
+۰/۴-۱	۲۶/۱	۳۰/۲۷	۳۳/۹۲	۴۹/۱۶	۲۶	۲۸
+۱	۲۸/۵۱	۶/۳۶	۳۴/۶۷	۲۹/۶۹		
نمونه کلی	۳۰/۷۵		۳۴/۴۸		۳۱/۸۶	

- با افزایش ابعاد تا ۱ میلیمتر کاهش درصد خاکستر در هر سه نمونه مشاهده میشود دلیل

افزایش خاکستر در ابعاد ۱+ میلیمتر می تواند به دلیل قفل شدگی باشد .

- ذرات ۱-۰/۴ میلیمتر در خوراک سیکلون سهم بیشتری نسبت به خوراک فلوتاسیون

دارند ولی باتوجه به آنچه قبلا ذکر گردید بازیابی حیگ در این دامنه ذرات بیش

از بازیابی فلوتاسیون برای همین ابعاد است . (در عین حال ذرات ۱- میلیمتر به خوبی

توسط کلاسیفایر جدا نشده اند .

- همانطور که انتظار می رفت درصد خاکستر در خوراک فلوتاسیون (FC2)، در کلیه

طبقات، کمتر از درصد خاکستر خوراک هیدروسیکلون (FC1) است . این مطلب به دلیل

مکانیزم ثقلی دانه بندی در کلاسیفایر می باشد.

## فصل ۴- بهینه سازی فرایند فلوتاسیون

### ۴-۱- مقدمه

همانطور که در فصل اول توضیح داده شد، کلیه واحدهای کارخانه ذغالشویی با تغییرات خوراک ورودی تحت تاثیر قرار میگیرند و بخش فلوتاسیون هم از این قاعده مستثنی نیست. با توجه به مطلب فوق بررسی مجدد پارامترهای مختلف موثر در فلوتاسیون برای پیدا کردن مهمترین آنها ضروری به نظر رسید. از طرفی روش تحلیل حساسیت، تنها برای اندازه گیری تغییرات فرایند نسبت به یک پارامتر قابل استفاده است و اگر برای یک فرایند خاص خواسته باشیم مقدار بهینه برای کلیه پارامترها را از روش تحلیل حساسیت بدست آوریم عملاً غیر ممکن است. چرا که با تغییرات هر پارامتر امکان اندر کنش و یا (INTERACTION) پارامترها وجود خواهد داشت که در روش تحلیل حساسیت این نکته نادیده گرفته میشود. به علاوه تعداد دفعات آزمایش و حل مسئله با توجه به ترکیب چند پارامتر بسیار زیاد است. مثلاً اگر بهینه سازی یک فرایند با سه پارامتر مد نظر باشد و مقدار هر پارامتر در ۱۰ مرحله تغییر داده شود تعداد آزمایش های لازم برابر با ۱۰۰۰ خواهد بود و این عدد برای فرایندهایی با تعداد پارامتر بیشتر و نیز برای دقت بیشتر بهینه سازی با فاصله تغییرات کمتر، به مراتب بیشتر خواهد بود.

با توجه به توضیحات فوق، از روش طراحی آزمایش  $2^n$  با در نظر گرفتن کلیه عوامل (FULL FACTOR) برای بهینه سازی فلوتاسیون استفاده شد.

اصول کلی این روش به این صورت است که در محدوده تغییرات نزولی یا صعودی فاکتورها، آزمایشهایی در دو سطح (این سطوح از آزمایشهای اولیه بدست می آیند) انجام میشود.

پارامترهای موثر و مهم در فرایند فلوتاسیون به شرح ذیل خلاصه شد.

۱- مصرف روغن کاج (X1)

۲- مصرف گازوئیل (X2)

۳- درصد جامد (X3)

۴- دور موتور (X4)

۵- زمان ماند (X5)

لازم به ذکر است که سایر فاکتورها مانند PH و دما به صورت تجربی و مطابق با شرایط کارخانه در نظر گرفته شد. به عنوان مثال PH در محدوده قابل قبول ۷-۸ در طول آزمایشها حفظ شد و برای جلوگیری از هر گونه خطا و نیز تطابق بیشتر با شرایط صنعتی از آب مصرفی کارخانه جهت تستهای آزمایشگاهی استفاده گردید.

## ۴-۲- طراحی فاکتوریل آزمایش [۶]

امروزه روشهای آماری در بخش تحقیق و توسعه (R&D) بکار برده میشوند و از جمله آنها میتوان به طراحی آزمایشها (SDE) و تکنیکهای استراتژی آزمایش آماری (SES) در کنترل آماری فرایند تولید (SPC) اشاره کرد.



کشورهای مختلف علاقه زیادی به بکارگیری روشهای آماری نشان داده اند و در مراحل آزمایشگاهی و نیمه صنعتی از طراحی آماری آزمایشها (SDE) استفاده میکنند که روشهای مختلف آن در دو دسته زیر قرار میگیرد:

۱) طبقه بندی سیستم برای فاکتورهای مهم فرایند (اهمیت نسبی فاکتورها و تقابلهایشان)

۲) بهینه سازی فاکتورها برای بدست آوردن بهترین پاسخ (بیشترین بازیابی، بیشترین تولید، کمترین هزینه، کمترین اثرات محیطی و غیره)

نقش و مزیت بکارگیری روشهای آماری در توسعه و بهینه سازی مواد و فرایندها آشکار شده است و این نشان دهنده این مطلب است که بکارگیری طرح مناسب، بطوریکه تعداد فاکتورها و متغیرهای فرایند، بطور همزمان تغییر کند در مقایسه با طرح یک فاکتور در زمان (One factor at a time) اثر کنترلی و بهینه سازی بهتری دارند ضمن اینکه تعداد آزمایشات کمتری انجام میشود و در نتیجه کاهش منابع مصرفی اعم از نیروی انسانی، هزینه، زمان و غیره را در پی دارد.

تکنیک طرح های آماری در سال ۱۹۲۰ توسط FISHER به عنوان ابزار تحقیق و پژوهش در کشاورزی ابداع شد و هدف اولیه آن کسب بیشترین اطلاعات از کمترین تعداد آزمایش بوده است.

## ۴-۲-۱- طراحی آماری آزمایشها (SDE)

اساس SDE برای تخمین اثر هر مجموعه فاکتورها بر فرایند، بر اساس ماتریس فاکتوریل کامل میباشد و اثر فاکتورها در دو سطح بالا و پایین، بر هدف تخمین زده میشود.

## ۴-۲-۲- طرح فاکتوریل کامل

طرح فاکتوریل کامل  $2^n$ ، اثر تمام فاکتورها و تقابلها را تخمین میزند. فاکتورها میتوانند کمی باشند (quantitative) مثل میزان حرارت، فشار، مقدار مصرف مواد و PH و غیره و یا کیفی (qualitative) مثل وجود یا عدم وجود، روش A یا B و غیره باشند.

SDE برای اغلب موارد اعم از ۱- طبقه بندی اهمیت فاکتورها ۲- روش سطح جواب ۳- بهینه سازی فاکتورها و غیره بکار میرود. مزیت عمده این روش این است که با افزایش تعداد فاکتورها میتوان طرح ناقص (fractional factorial design) را انجام داد و از تعداد آزمایشات کمتر سود برد.

در این طرح چهار اصل کلی باید رعایت شود:

۱- سطوح فاکتورها تا پایان کامل آزمایشها تغییر داده نمیشود.

۲- آزمایشات کاملاً بطور تصادفی انجام میشود.

۳- بلوک بندی باعث هموژن بودن آزمایشها میشود.

۴- تکرار آزمایشها خطای آزمایش را کاهش میدهد.

سادگی ویژه این آزمایش این است که فقط دو سطح برای هر فاکتور در نظر گرفته می شود در این دو سطح ممکن است دو ارزش عددی برای فاکتورهای کمی و یا دو انتخاب غیر عددی برای فاکتورهای کیفی باشد. خصوصیت ویژه و جاذب آزمایشهای فاکتوریل دو سطحی این است که برای هر اثر، تخمینهای کمی مجزا (منفرد) بیان می کند که تست را تکمیل نموده و همچنین برای هر اثر فاصله اطمینان بدست می آید. این روش در رشته های شیمی، فیزیک و مهندسی به طور وسیع به کار گرفته می شود. چرا که در پروژه هایی مثل محصول فرآیند شیمیایی، میزان تولید، راه اندازی ماشین،

نیروی کشسانی پلاستیک ، مصرف سوخت و عمر مفید ابزار برای هر اثر اصلی و اثر متقابل تخمین مناسبی بیان می کند . در این فصل نشان داده خواهد شد با نتایج آزمایشی یک فرآیند ساده که فقط شامل افزایش یا کاهش فاکتورها باشد می توان اثرات وابسته را تخمین زد.

آزمایش فاکتوریل شامل  $n$  فاکتور  $X_1, X_2, \dots, X_n$  را که هر فاکتور دو سطح بالا و پائین (+ و -) دارد را در نظر بگیرید . تعداد آزمایشها برای اینکه کل فاکتورها و سطحها به کار برده شوند برابر  $2^n$  خواهد بود. البته اجرای اوضاع آزمایشی به صورت تصادفی می باشد و معمولاً به صورت دسته استاندارد مطابق جدول ۴-۱ نمایش داده می شود . این جدول به عنوان ماتریس طرح آزمایشهای فاکتوریل  $2^n$  شناخته می شود.

جدول ۴-۱- ماتریس طرح آزمایشهای فاکتوریل  $2^n$

تیمار	$X_1$	$X_2$	$X_3$	...	$X_n$
1	-	-	-	...	-
2	+	-	-	...	-
3	-	+	-	...	-
.	.	.	.	...	.
$2^n$	+	+	+	...	+

ورودی ماتریس طرح می تواند به صورت ارزشهای کلی ( -۱ و +۱) باشد و هر سطر ماتریس یک وضعیت آزمایشی می باشد . در هر وضعیت آزمایشی ارزش -۱- نشان دهنده این است که فاکتور در سطح پایین خود و ارزش +۱ نشان دهنده این است که فاکتور مورد نظر در سطح بالای خود واقع است . البته سطح بالا و سطح پایین برای فاکتورهای کمی بیان می شوند و در مورد فاکتورهای کیفی ارزشهای +۱ و -۱-

نشان دهنده در دسترس بودن یا نبودن هر فاکتور است. حال برای هر یک از  $2^n$

آزمایش  $\tau$  تکرار در نظر می گیریم و فرضهای ذیل را مد نظر قرار می دهیم:

الف)  $2^n$  مشاهده در حالت تصادفی موجود می باشد.

ب) مشاهدات مرتبط با (C) امین وضعیت آزمایشی از جامعه نرمال با میانگین  $\mu$

و واریانس  $\sigma^2$  بدست خواهد آمد.

ج) همه  $2^n$  توزیع نرمال، مستقل می باشد.

### نمایش هندسی طرح $2^2$ ، $2^3$

طرح فاکتوریل  $2^2$  را در نظر بگیرید وضعیت آزمایشی این طرح بصورت استاندارد

در جدول ۴-۲ نمایش داده شده است در حالیکه هر وضعیت آزمایشی مرتبط با  $\tau$

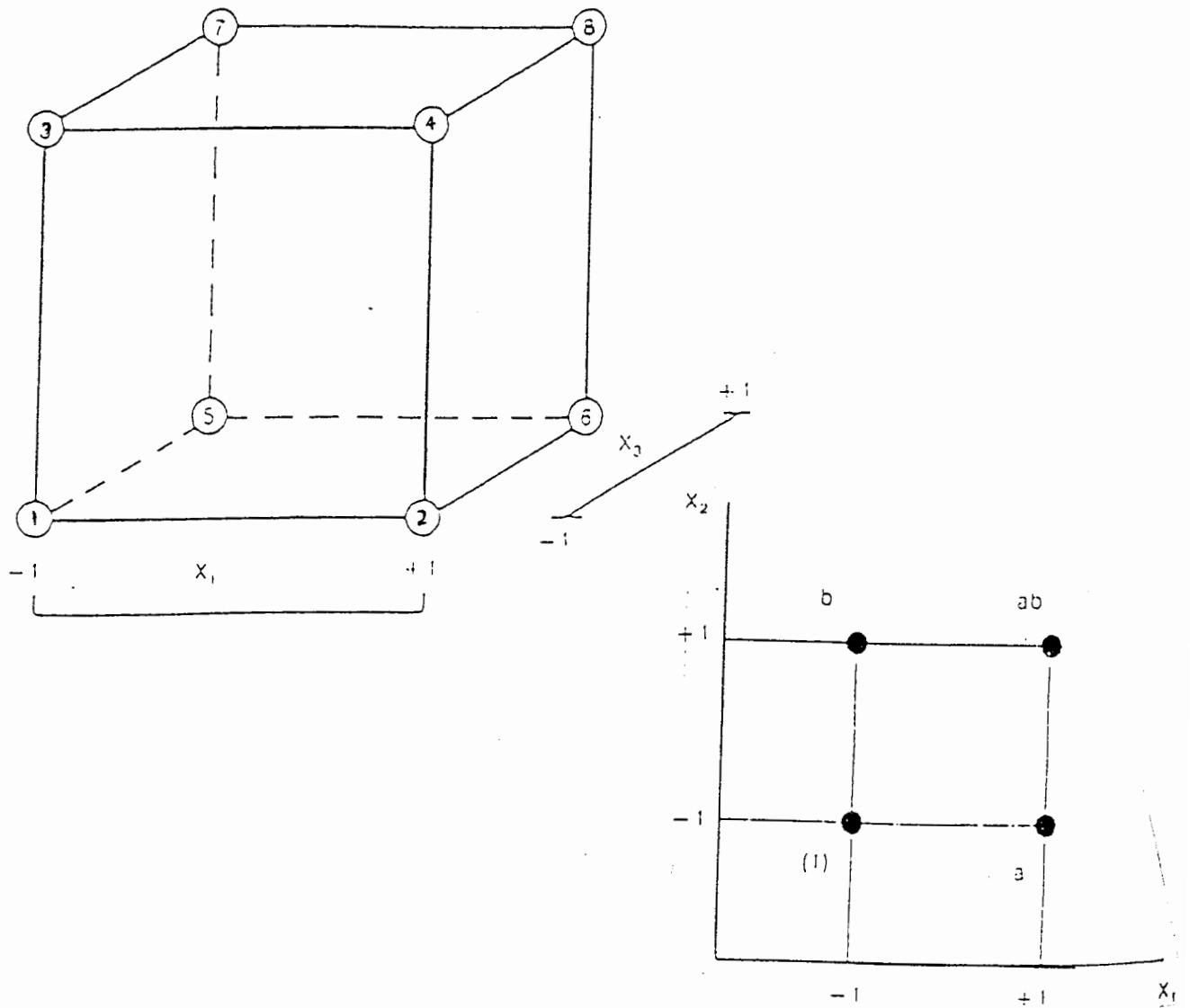
مشاهده تصادفی می باشد.

جدول ۴-۲-ماتریس طرح برای آزمایشهای فاکتوریل  $2^2$

وضعیت	$X_1$	$X_2$	جمع
1	-	-	(l)
2	+	-	(a)
3	-	+	(b)
4	+	+	(ab)



شکل ۴-۱-۲ نمای هندسی برای طرحهای  $2^3$  و  $2^2$



### ۴-۳- دامنه پارامترها

همانطور که در روش  $2^n$  توضیح داده شد هر یک از این پارامترها دارای دو مقدار حداقل و حداکثر منطقی هستند.

برای بدست آوردن مقادیر هر از این پارامترها اندازه گیری های لازم انجام شد که به شرح ذیل میباشد.

### ع-۳-۱- اندازه گیری زمان ماند

برای محاسبه زمان ماند خوراک فلوتاسیون در آماده سازها ابتدا باید دبی پالپ محاسبه شود. برای این امر پس از محاسبه حجم بونکر مربوط به خوراک فلوتاسیون، زمان پر شدن بونکر اندازه گرفته شد و در نتیجه دبی پالپ بدست آمد.

با محاسبه حجم هر یک از آماده سازها و نیز داشتن مقدار دبی پالپ، زمان ماند در هر یک از آماده سازها بدست خواهد آمد:

#### زمان ماند در هر آماده ساز ۴۱ ثانیه

لازم به ذکر است که زمان رسیدن پالپ از پمپ تا بونکر برابر ۱۱ ثانیه است.

### ع-۳-۲- مصرف روغن کاج، گازوئیل و درصد جامد

پس از ۶۰ اندازه گیری در طی ۷ روز بر روی مصرف روغن کاج و گازوئیل و نیز محاسبه درصد جامد خوراک ورودی به آماده ساز و با توجه به دبی پالپ که در قسمت قبل بدست آمد، مصرف صنعتی مواد شیمیایی و نیز درصد جامد به شرح ذیل بدست آمد:

۴۳-۱۱۴	gr/ton	مصرف روغن کاج
۴۲۶۴-۶۹۸۰	gr/ton	مصرف گازوئیل
۷۰-۱۶۰	gr/litr	درصد جامد

## ۴-۳- دور روتور

برای محاسبه دور موتور با توجه به دور الکتروموتور سلول های فلوتاسیون و نیز قطر چرخهای متصل به روتور سلول ها و الکتروموتور دور روتور بدست خواهد آمد:

دور روتور ۳۲۷ دور در دقیقه

بر اساس توضیحات مربوط به روش طراحی آزمایش جدول ۴-۴ طراحی فاکتوریل آزمایشها ( $2^n$ ) را برای پارامترهای A, B, C, D, E که به ترتیب معرف مصرف روغن کاج، مصرف گازوئیل، درصد جامد، دور روتور و زمان ماند میباشد، نشان میدهد.

جدول ۴-۵ بازیابی ذغال در هر یک از ۳۲ آزمایش را نشان میدهد.

نتایج در دو مرحله تحلیل گردید در ابتدا توسط رگرسیون سطح مطلوب برای پارامترهای S و P (شرح در صفحات بعدی) سپس مدل بدست آمده توسط نرم افزار Minitab مورد تحلیل واقع گردید.

لازم به ذکر است که آزمایشها به صورت تصادفی انجام شد یعنی اینکه ترتیب عددی مطابق آنچه در جدول ۴-۴ آمده است مورد توجه نبود.

## ۴-۴- نرم افزار Minitab

نرم افزار صفحه گسترده Minitab از بسته های نرم افزاری قوی در حل مسائل مربوط به آمار است.

شاید یکی از مهمترین وجوه تمایز و برتری های این نرم افزار نسبت به نرم افزارهای مشابه امکان تحلیل داده ها به روش طراحی آزمایش (فاکتوریل کامل و ناقص و سایر روشها) باشد.



جدول ۴-۴- طراحی فاکتوریل آزمایش (2<sup>5</sup>) با حضور فاکتورهای A,B,C,D,E

فاکتور	(A)	(B)	(C)	(D)	(E)
شماره آزمایش	مصرف روغن کاج	مصرف گازوئیل	درصد جامد	دور روتور	زمان ماند
۱	-	-	-	-	-
۲	+	-	-	-	-
۳	-	+	-	-	-
۴	+	+	-	-	-
۵	-	-	+	-	-
۶	+	-	+	-	-
۷	-	+	+	-	-
۸	+	+	+	-	-
۹	-	-	-	+	-
۱۰	+	-	-	+	-
۱۱	-	+	-	+	-
۱۲	+	+	-	+	-
۱۳	-	-	+	+	-
۱۴	+	-	+	+	-
۱۵	-	+	+	+	-
۱۶	+	+	+	+	-

ادامه جدول ۴-۴- طراحی فاکتوریل آزمایش (2<sup>5</sup>) با حضور فاکتورهای A,B,C,D,E

فاکتور	(A)	(B)	(C)	(D)	(E)
شماره آزمایش	مصرف روغن کاج	مصرف گازوئیل	درصد جامد	دور روتور	زمان ماند
۱۷	-	-	-	-	+
۱۸	+	-	-	-	+
۱۹	-	+	-	-	+
۲۰	+	+	-	-	+
۲۱	-	-	+	-	+
۲۲	+	-	+	-	+
۲۳	-	+	+	-	+
۲۴	+	+	+	-	+
۲۵	-	-	-	+	+
۲۶	+	-	-	+	+
۲۷	-	+	-	+	+
۲۸	+	+	-	+	+
۲۹	-	-	+	+	+
۳۰	+	-	+	+	+
۳۱	-	+	+	+	+
۳۲	+	+	+	+	+

جدول ۴-۵- نتایج آزمایشهای مربوط به طراحی فاکتوریل

شماره آزمایش	بازیابی ذغال (%)	شماره آزمایش	بازیابی ذغال (%)
۱	۵۴/۷۸	۱۷	۵۶/۹۱
۲	۵۰/۳۲	۱۸	۵۹/۱۰
۳	۴۰/۹۲	۱۹	۵۰/۲۳
۴	۵۵/۱۳	۲۰	۲۳/۹۰
۵	۵۰/۲۳	۲۱	۵۳/۵۸
۶	۵۷/۷۸	۲۲	۵۴/۲۳
۷	۲۲/۸۹	۲۳	۳۶/۵۸
۸	۴۷/۸۹	۲۴	۵۷/۲۷
۹	۵۵/۴۰	۲۵	۵۱/۰۹
۱۰	۷۶/۹۳	۲۶	۶۸/۳۹
۱۱	۵۲/۳۵	۲۷	۴۸/۵۲
۱۲	۷۷/۷۱	۲۸	۷۱/۲۵
۱۳	۶۷/۷۳	۲۹	۶۳/۷۵
۱۴	۷۵/۴۰	۳۰	۷۵/۸۴
۱۵	۷۵/۶۴	۳۱	۷۲/۹۳
۱۶	۷۷/۱۰	۳۲	۷۶/۱۳

از دیگر قابلیت‌های این نرم افزار میتوان به موارد ذیل اشاره کرد:

-تحلیل واریانس (ANOVA) یک طرزه و دوطرفه

-رسم انواع منحنی ها و گراف ها و کاربردهای متنوع دیگر مانند سایر نرم افزارهای

صفحه گسترده اشاره کرد.

#### ۴-۴-۱- پارامترهای مهم تحلیل گر در مدل خروجی نرم افزار Minitab [۸]

۱-  $S$ : معرف انحراف معیار مربوط به پاسخ ( $y$ ) در معادله رگرسیون است و به

عبارتی خطای استاندارد تخمین است. مقدار این پارامتر توسط رابطه زیر بدست

می آید

$$S = \sqrt{\frac{\sum [Y - \text{fitted}(Y)]^2}{n - k}}$$

که در آن  $n$  تعداد مقادیر اندازه گیری شده،  $k$  تعداد پارامترهای مورد استفاده در تخمین معادله رگرسیون،  $n-k$  درجه آزادی  $S$ ،  $y$  بازیابی بدست آمده از آزمایش و  $\text{fitted } y$  بازیابی بدست آمده از مدل ریاضی است.

هر چه مقدار  $S$  بدست آمده کمتر باشد نشان دهنده برآزش بهتر منحنی است.

۲-  $P$  (آزمون فرض صفر): مقدار یا احتمال رخداد یک داده با فرض باطل است.

توضیح ذیل مفهوم این پارامتر را بیشتر مشخص می کند.

فرض کنید فرآیند آماری در مورد کیفیت کالای  $A$  داشته باشیم. پارامتر  $P$  احتمال

بد بودن کیفیت کالا را مشخص می کند بدیهی است که هرچه این مقدار به صفر

نزدیکتر باشد قطعیت پارامتر مربوطه بیشتر است. در مورد معادله رگرسیون نیز مقدار  $P$  برای یک پارامتر مشخص کننده تأثیر پارامتر مفروض بر مدل حاصله است.

### ۴-۲-۲- دامنه فاکتورهای ورودی به نرم افزار Minitab

مصرف روغن کاج	۱۵۰-۵۰ گرم بر تن
مصرف گازوئیل	۷۰۰۰-۴۰۰۰ گرم بر تن
درصد جامد	۲۰-۱۰ درصد
دور روتور	۱۰۰۰-۸۰۰ دور در دقیقه
زمان ماند	۹۰-۳۰ ثانیه

### ۴-۵- تحلیل نتایج

با توجه به حجم زیاد عملیات ریاضی داده ها و برای کاستن زمان و افزایش دقت فرآیند رگرسیون نسبت به روش محاسبه دستی، نرم افزارهای مختلفی برای تحلیل های آماری داده ها وجود دارند که در پروژه حاضر از نرم افزار Minitab برای تحلیل داده ها استفاده گردید.

پس از ایجاد مدل اولیه از رگرسیون بین ۵ فاکتور (A,B,C,D,E) و پاسخ بازیابی ذغال ( $y_c$ ) مشاهده گردید که فاکتورهای A,B,D نسبت به سایر فاکتورها تأثیر بیشتری در مدل دارند.

این تحلیل از مقایسه شاخص  $P$  (آزمون فرض صفر) در مورد هر یک از فاکتورها بدست آمد (کاربرگ شماره ۱)

با توجه به مطلب فوق مدل جدید، متشکل از فاکتورهای A,B,D با پاسخ  $y_c$  ایجاد شد و دیده شد که وضعیت آزمون فرضی صفر در مورد هر سه پارامتر نسبتبه مدل اولیه بهبود یافته است. همچنین شاخص  $S$  نیز از ۱۰/۲۴ به ۱۰/۰۵ کاهش یافته است که خود دلیل دیگری برای بهبود مدل است (کاربرگ شماره ۲)

در مدل  $y_c=f(A,B,D)$  می توان دید که فاکتور  $D$  ( دور روتور ) حداقل مقدار  $P$  ( $P=0$ ) را به خود اختصاص داده است که نشان دهنده بیشترین تأثیر بر روی مدل نسبت به سایر فاکتورها است .

برای حصول اطمینان از بهینه بودن مدل  $y_c=f(A,B,D)$ ، مدل‌های دیگری نیز با حضور تقابلهای ۲ تایی فاکتورها و نیز فاکتورهای اصلی مختلف ، تشکیل شد و با مدل بهینه مقایسه گردید که دو نمونه از این مدل در ذیل آمده است .

$$y_c = f(B,D,E ,BD,AE,BE) - 1$$

پس از تشکیل مدل اولیه ای متشکل از فاکتورهای اصلی و نیز کلیه تقابلهای ۲ تایی با پاسخ  $y_c$  ( کاربرد شماره ۳ ) مشاهده گردید فاکتورهای  $B,D,E,BD,AE,DE$  دارای حداقل مقدار  $P$  می باشند. سپس مدلی با حضور این پارامترها و پاسخ  $y_c$  تشکیل شد ( کاربرد شماره ۴ )

$$y_c = f( B,C,D,BD) - 2$$

این مدل از نتایج آزمون فرض صفر ( مقدار  $P$  ) مربوط به فاکتورهای اصلی و تقابل های ۲ تایی بین ۳ فاکتور مهم  $D,B,A$  ( کاربرد شماره ۵ ) با پاسخ  $y_c$  بدست آمد ( کاربرد شماره ۶ )

علاوه بر حداقل بودن مقادیر  $P$  در مورد مدل  $y_c=f(A,B,D)$  و نیز مقدار  $S$  (انحراف معیار پاسخ  $y_c$  در رگرسیون ) نسبی کمتر ، دو آزمون نرمالیتیه ذیل نیز پردازش آماری داده ها را توجیه میکنند.

۱- رسم  $y_c$  بر حسب باقی مانده خطاهای مربوط به مدل برآورد شده رگرسیون که به صورت  $e_i = y_i - \bar{y}_i$  تعریف می شود. نمودارهای ۱-ع و ۲-ع و ۳-ع نشان می دهند که مدل بهینه بدست آمده نسبت به دو مدل دیگر نرمالیده بیشتری دارد. (نمودار ۱-ع)

۲- رسم نمودار باقیمانده های نرمال شده (Nscorses)  $[A]$  بر حسب باقیمانده خطاهای مربوط به مدل برآورد شده. این نمودار نیز طبق پیش بینی های آماری باید در مورد مدل بهینه حالت خطی داشته باشد. از روی نمودارهای ۴-ع و ۵-ع و ۶-ع مشاهده شد که بهترین حالت خطی در نمودار مربوط به مدل بهینه بدست آمده، ملاحظه می شود.

همانطور که در نمودار ۴-ع مشاهده می شود میتوان به یک الگوی خطی دست یافت و بنابراین مدل ریاضی حاصل در یک محدوده قابل قبول از توزیع نرمال قرار دارد.

کاربرگ ۱-مدل حاصل از رگرسیون فاکتورهای اصلی با پاسخ

The regression equation is

$$Y_c = 0.0816 x_1 - 0.00255 x_2 + 0.260 x_3 + 0.0697 x_4 - 0.0404 x_5$$

Predictor	Coef	Stdev	t-ratio	p
Noconstant				
x1	0.08159	0.03554	2.30	<b>0.030</b>
x2	-0.002546	0.001132	-2.25	<b>0.033</b>
x3	0.2600	0.3471	0.75	0.460
x4	0.069719	0.009569	7.29	<b>0.000</b>
x5	-0.04041	0.05923	-0.68	0.501

**s = 10.24**

Analysis of Variance

SOURCE	DF	SS	MS	F	p
Regression	5	111706	22341	213.24	0.000
Error	27	2829	105		
Total	32	114535			

SOURCE	DF	SEQ SS
x1	1	93443
x2	1	9450
x3	1	2967
x4	1	5796
x5	1	49

کاربرگ ۲-مدل حاصل از رگرسیون فاکتورهای A,B,D اصلی با پاسخ Y<sub>c</sub>

The regression equation is

$$Y_c = 0.0822 x_1 - 0.00251 x_2 + 0.0711 x_4$$

Predictor	Coef	Stdev	t-ratio	p
Noconstant				
x1	0.08219	0.03482	2.36	0.025
x2	-0.002510	0.001102	-2.28	0.030
x4	0.071054	0.007653	9.28	0.000

**s = 10.05**

Analysis of Variance

SOURCE	DF	SS	MS	F	p
Regression	3	111604	37201	368.12	0.000
Error	29	2931	101		
Total	32	114535			

SOURCE	DF	SEQ SS
x1	1	93443
x2	1	9450
x4	1	8710



کاربرگ ۳-مدل حاصل از رگرسیون فاکتورهای اصلی و تقابلهای دوتایی با پاسخ، Y

The regression equation is

$$Y_c = -0.016 A(X1) - 0.00946 B(X2) - 1.74 C(X3) + 0.0491 D(X4) + 0.839 E(X5) \\ + 0.000002AB - 0.00092 AC - 0.000014 BC + 0.000202 AD + 0.000010 BD \\ + 0.00216CD - 0.00114 AE - 0.000016 BE + 0.0076 CE - 0.000851 DE$$

Predictor	Coef	Stdev	t-ratio	p
Noconstant				
A(X1)	-0.0163	0.3485	-0.05	0.963
B(X2)	-0.009465	0.008848	-1.07	<b>0.300</b>
C(X3)	-1.743	3.041	-0.57	0.574
D(X4)	0.04906	0.03528	1.39	<b>0.182</b>
E(X5)	0.8387	0.5809	1.44	<b>0.167</b>
AB	0.00000239	0.00002397	0.10	0.922
AC	-0.000921	0.007214	-0.13	0.900
BC	-0.0000138	0.0002369	-0.06	0.954
AD	0.0002025	0.0003421	0.59	0.562
BD	0.00000977	0.00000956	1.02	<b>0.321</b>
CD	0.002160	0.003140	0.69	0.501
AE	-0.001137	0.001207	-0.94	<b>0.359</b>
BE	-0.00001612	0.00003995	-0.40	0.692
CE	0.00764	0.01202	0.64	0.534
DE	-0.0008506	0.0005701	-1.49	<b>0.154</b>

s = 10.27

Analysis of Variance

SOURCE	DF	SS	MS	F	p
Regression	15	112743.0	7516.2	71.31	0.000
Error	17	1791.7	105.4		
Total	32	114534.7			

SOURCE	DF	SEQ SS
A(X1)	1	93443.2
B(X2)	1	9450.5
C(X3)	1	2967.0
D(X4)	1	5796.5
E(X5)	1	48.8
AB	1	195.7
AC	1	43.6
BC	1	102.1
AD	1	195.1
BD	1	94.1
CD	1	12.2
AE	1	101.7
BE	1	23.0
CE	1	35.0
DE	1	234.7

کاربرگ ۴-مدل حاصل از رگرسیون فاکتورهای B,D,E,BD,AE,DE با پاسخ Yc

The regression equation is

$$Yc = -0.0136 B + 0.0755 D + 0.558 E + 0.000013 BD + 0.00107 AE - 0.000756 DE$$

Predictor	Coef	Stdev	t-ratio	p
Noconstant				
B	-0.013559	0.005520	-2.46	0.021
D	0.075539	0.008328	9.07	0.000
E	0.5581	0.4720	1.18	0.248
BD	0.00001324	0.00000619	2.14	0.042
AE	0.0010662	0.0005236	2.04	0.052
DE	-0.0007561	0.0005189	-1.46	0.157

s = 9.934

Analysis of Variance

SOURCE	DF	SS	MS	F	p
Regression	6	111969	18662	189.11	0.000
Error	26	2566	99		
Total	32	114535			

SOURCE	DF	SEQ SS
B	1	97910
D	1	13131
E	1	31
BD	1	278
AE	1	409
DE	1	210

کاربرگ ۵-مدل حاصل از رگرسیون فاکتورهای اصلی و تقابلهای دوتایی B,C,D با پاسخ Yc

The regression equation is

$$(Yc = -0.039 A(X1) - 0.00737 B(X2) + 0.501 C(X3) + 0.0562 D(X4) - 0.0137 E(X5) + 0.000001AB + 0.000147 AD + 0.000006 BD$$

Predictor	Coef	Stdev	t-ratio	p
Noconstant				
A(X1)	-0.0390	0.2882	-0.14	0.894
B(X2)	-0.007369	0.005420	-1.36	<b>0.187</b>
C(X3)	0.5007	0.3378	1.48	<b>0.151</b>
D(X4)	0.05623	0.01690	3.33	<b>0.003</b>
E(X5)	-0.01367	0.05639	-0.24	0.811
AB	0.00000087	0.00002220	0.04	0.969
AD	0.0001465	0.0003020	0.49	0.632
BD	0.00000635	0.00000629	1.01	<b>0.323</b>

s = 9.582

Analysis of Variance

SOURCE	DF	SS	MS	F	p
Regression	8	112331	14041	152.93	0.000
Error	24	2204	92		
Total	32	114535			

SOURCE	DF	SEQ SS
A(X1)	1	93443
B(X2)	1	9450
C(X3)	1	2967
D(X4)	1	5796
E(X5)	1	49
AB	1	196
AD	1	336
BD	1	94

کاربرد ۶-مدل حاصل از رگرسیون فاکتورهای BD, B, C, D, با پاسخ، Y

The regression equation is

$$Yc = -0.00807 B + 0.498 C + 0.0657 D + 0.000007 BD$$

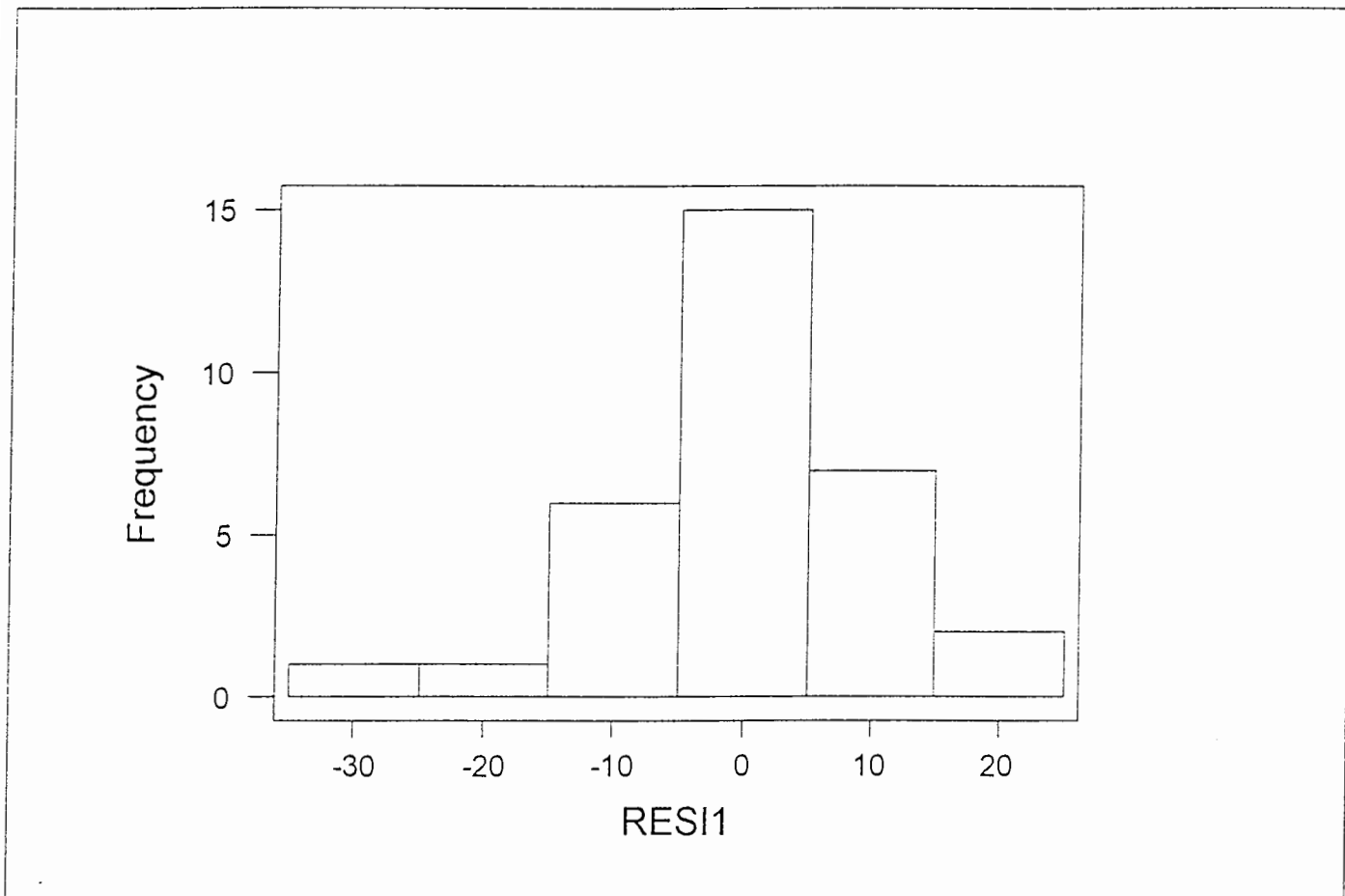
Predictor	Coef	Stdev	t-ratio	p
Noconstant				
B	-0.008075	0.003045	-2.65	0.013
C	0.4983	0.3639	1.37	0.182
D	0.065745	0.009730	6.76	0.000
BD	0.00000722	0.00000360	2.00	0.055

**s = 10.33**

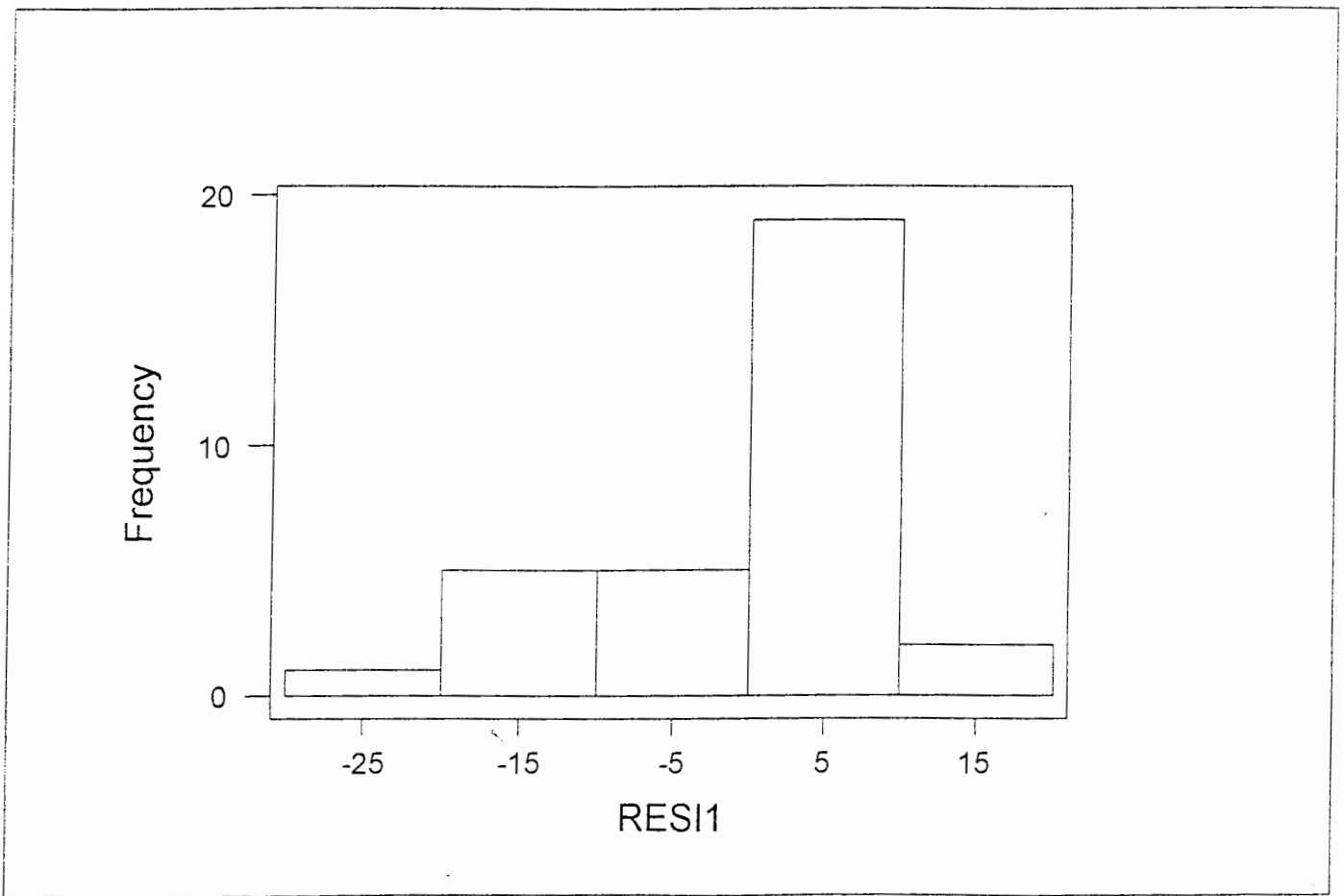
Analysis of Variance

SOURCE	DF	SS	MS	F	p
Regression	4	111545	27886	261.19	0.000
Error	28	2989	107		
Total	32	114535			

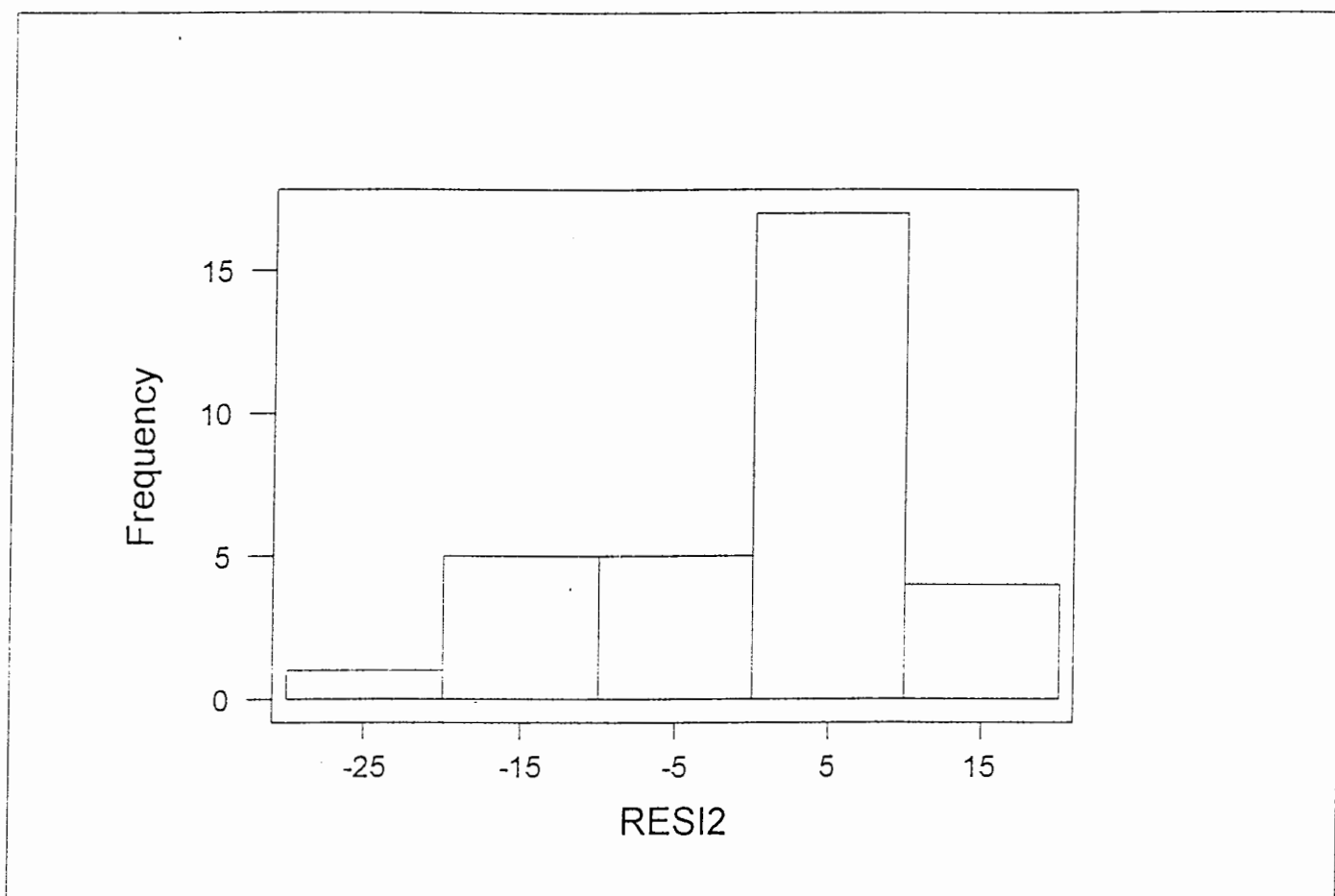
SOURCE	DF	SEQ SS
B	1	97910
C	1	5260
D	1	7946
BD	1	429



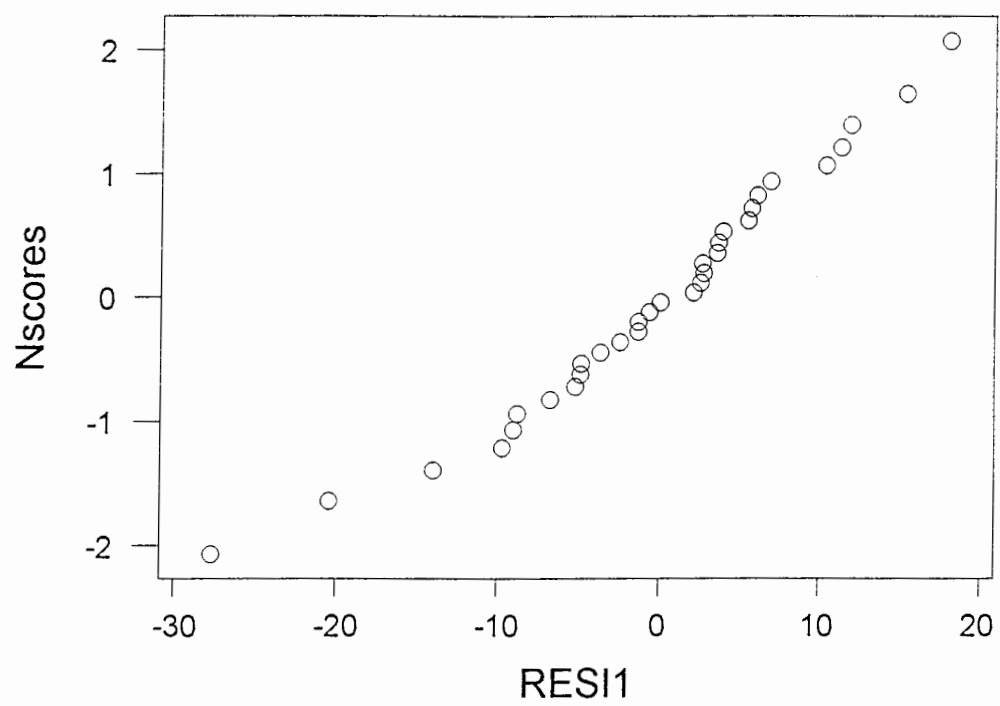
نمودار ۴-۱- همبستگی گرام مربوط به بازیابی بر حسب باقیمانده خطای مدل  $Y_c=f(A,B,D)$



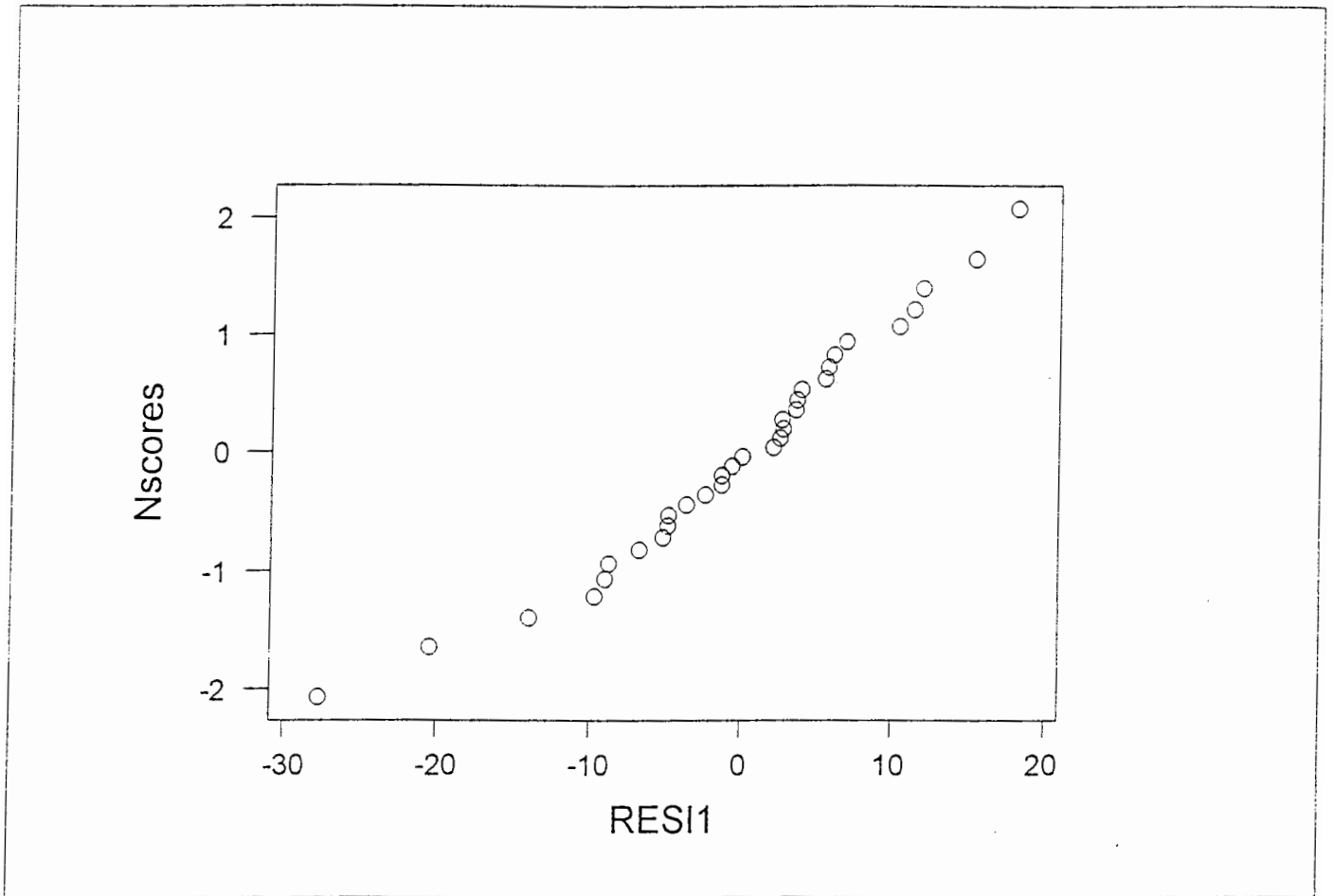
نمودار ۴-۲- همبستگی گرام مربوط به بازیابی بر حسب باقیمانده خطای مدل  $Y_c=f(B,D,E,BD,AE,DE)$



نمودار ۳-۴-هیستو گرام مربوط به بازیابی بر حسب باقیمانده خطای مدل  $Y_c=f(B,C,D,BD)$

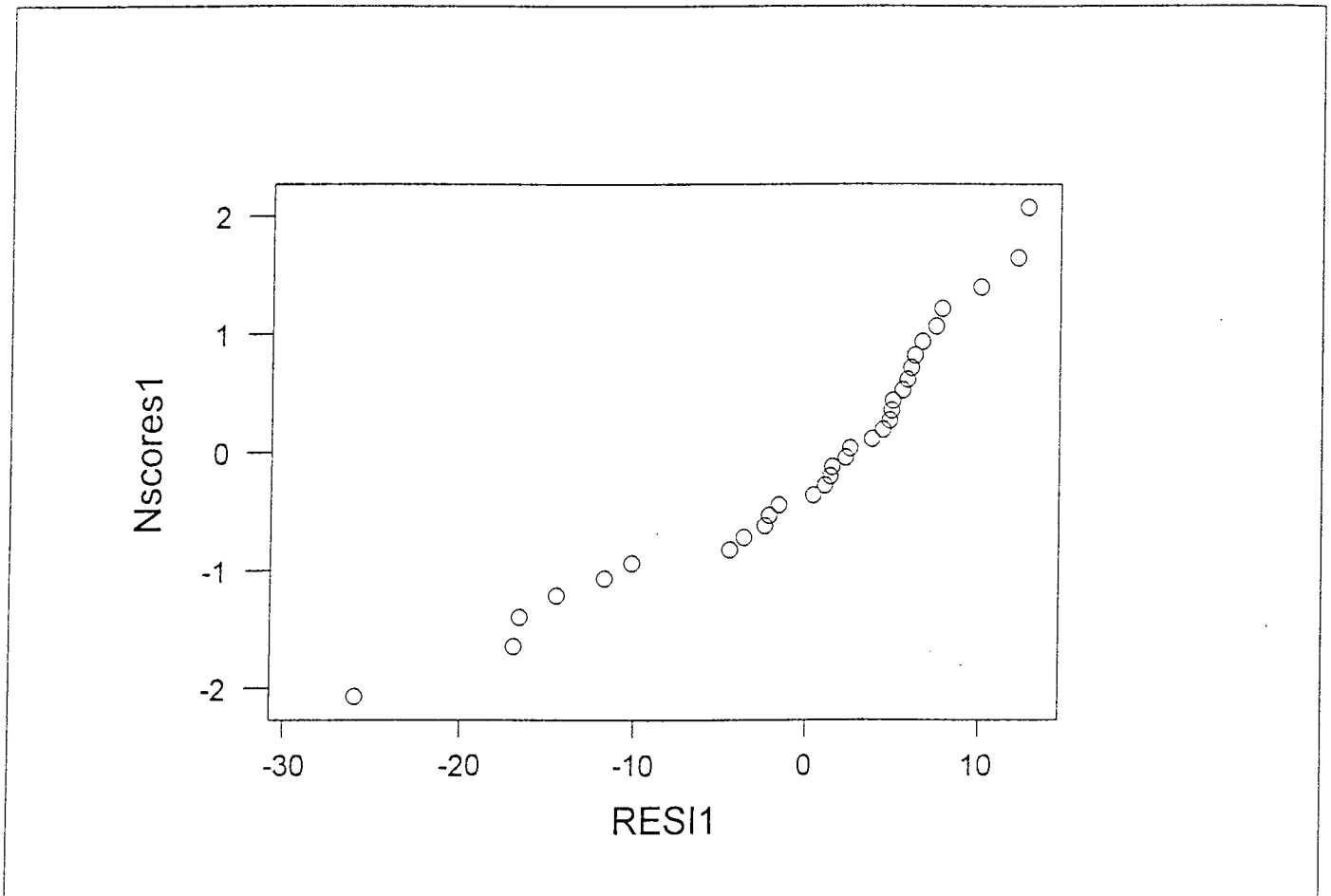


نمودار ۴-۴-۴- باقیمانده نرمال شده (Nscores) بر حسب باقیمانده های خطای مدل  $Y_C=f(A,B,D)$



نمودار ۴-۵- باقیمانده نرمال شده (Nscores) بر حسب باقیمانده های خطای مدل  $Y_c=f(B,D,E,BD,AE,DE)$





نمودار ۴-۶- باقیمانده نرمال شده (Nscores) برحسب باقیمانده های خطای مدل  $Y_c=f(B,C,D,BD)$

## فصل ۵- نتیجه گیری و پیشنهاد برای کارهای بعدی

### ۵-۱- نتیجه گیری

۱- با توجه به عدم اختلاط مناسب خوراک، و تغییر نوع و دانه بندی خوراک در فواصل زمانی کم، کلیه واحدهای کارخانه ذغالشویی کارآیی کمی از خود نشان میدهند. نتایج و نمودارهای موجود در فصل سوم مؤید این موضوع است.

۲- درصد ابعاد ریز در جیگ ماشین امکان اختلال در فرآیند فرآوری را فراهم می سازد و این خود به دلیل کارآیی ضعیف واحدهای دانه بندی ( هیدروسیکلون، کلاسیفایر و سرندها ) می باشد. (بخش ۲-۳-۱)

۳- درصد خوراک ورودی به کارخانه طوری است که نیمی از خوراک کارخانه خاکستر بیش از ۴۰٪ و نیمی از آن کمتر از ۴۰٪ خاکستر دارند این مطلب باعث طراحی آسان یک سیستم اختلاط ( Blend ) می شود.

۴- با مطالعات باطله های جیگ ماشین مشاهده شد درصد نسبتاً قابل ملاحظه ای (در بعد کلان) ذغال در آنها وجود دارد.

۵- پس از طراحی آزمایش بر روی سیستم فلوتاسیون کارخانه ذغالشویی ملاحظه گردید که فاکتور دور روتور سلول ها بیشترین اهمیت را در مدل بدست آمده دارد در حالیکه دور روتور در کارخانه ثابت است .

۶- با توجه به نتایج تحلیل بدست آمده از نرم افزار Minitab مدل بهینه متشکل از فاکتورهای مصرف روغن کاج، مصرف گازوئیل و دور روتور می باشد .

## ۲-۵- پیشنهاد برای کارهای بعدی

۱- طرح یک سیستم اختلاط خوراک کارخانه بر روی سکوی خوراک پیش از ورود به

به بونکرها که با توجه به نمودار ۲-۳ به راحتی امکان پذیر است.

۲- پژوهش بیشتر بر روی گلوگاههای دانه بندی کارخانه شامل هیدروسیکلونها،

سرندها و کلاسیفایرها

۳- مطالعه امکان فرآوری مجدد باطله های فلوتاسیون به روش فلوتاسیون ستونی

با توجه به نتایج حاصل از آنالیزهای خاکستر و دانه بندی در مورد فلوتاسیون (بخش

۳-۴-۳)

۴- مطالعه امکان فرآوری مجدد باطله حیگ ( با عطف به روش واسطه سنگین )

۵- با توجه به نتایج حاصله از طراحی آزمایش بر روی سیستم فلوتاسیون پیشنهاد می

شود تستهای تکمیلی در مقیاس نیمه صنعتی و یا صنعتی (به شرط یکنواخت بودن

خوراک کارخانه) جهت تعیین مقادیر بهینه فاکتورها انجام گردد .

## منابع

- ۱-مرتضی اصلولو، مهندسی ذغالسنگ، تهران. ناقوس ۱۳۷۸، ص ۴۱-۴۶، ۲-۲۶۲، ۱۷۰-۱۸۲
  - ۲-حسین نعمت الهی، کانه آرای جلد ۱، تهران دانشگاه تهران ۱۳۷۶، ص ۳۲۹-۳۳۱  
۲۴۴
  - ۳-بهرام رضایی، فلوتاسیون، تهران دانشگاه هرمزگان ۱۳۷۵، ص ۲۳۳-۲۴۲
  - ۴- فولاد و ایران، شرکت ملی فولاد ایران، تهران ۱۳۷۴، ص ۱۲۴
  - ۵-مهدی غروی اصفهانی، ذغالسنگ، فرآوری و کاربرد، سمینار کارشناسی ارشد، دانشگاه شاهرود، ۱۳۸۰
  - ۶-سید امیر راستی الحسینی، طراحی فاکتوریل آزمایشها، سمینار کارشناسی ارشد، دانشگاه شاهرود، ۱۳۷۹
  - ۷-جدول اطلاعات عملیاتی ماهانه کارخانه ذغالشویی، آرشیو فنی شرکت البرز شرقی، ۱۳۵۴
- 8-SHAFAEI TONKABONI S.Z, HYDROMETALORGICAL  
PROCESSING OF ANGOURAN OXIDISED ZINC ORE"University of  
Leeds 1996ppppp, PH.D thesis
- 9-Coal preparation, SME 1979, chapter 9-10

## ABSTRACT

Coal from previous until now has effect to improve of human life. The important view of coal in our country posed in the case of steel melt. Eastern Alborz Coal Company is one of the source for preparing feed coal of isfahan steel melt. This company now a days is accepting more than 30 variety kind of coal ,while 25 years ago when coal factory has just established , the coal intrance of factory contained just two variety of coal.

The purpose of this paper is review searching on activity of factory and it is presented in M.S. thesis. It must be said that because of large volume of coal that intrance to the factory without any system of blending in order to make uniform grade of intrance feed, samples have been chosen as a representative all feed.

For this reason samples have been chosen during 6-7 days. At first for general studies sampling has been done from factory. This sampling has been given from four major part of factory include jig,hydrocyclone,clasifier and flotation. After analysing the results of this test and determine incorrects of each part, detail studies was done on flotation system. For this purpose full factorial design method was used to optimization of flotation system. Afrer analysing of data by Minitab software, among five effective factor on factorial design,with response of coal recovery, round of rotor in flotation cells had performed the must effect on coal flotation to decrease ash content.Also elementary studies were accomplished on jig tails that the recovery potential of large amount of this tails was proved by dense media seperation in laboratory.



**MINING FACULTY**

***OPTIMIZATION OF COAL PREPARATION  
PROCESS IN EASTERN ALBORZ .CO***

**THE THESIS SUBMITTED FOR DEGREE OF M.Sc IN  
MINING ENGINEERING**

**SUPERVISOR**

**Dr.S. ZIAEDIN SHAF AEI**

**CONSULTANT**

**ALI MOOSAVI(ENGINEER)**

**BY**

**MAHDI GHARAVI ISFAHANI**

**SUMER 2001**