



## فهرست مطالب

موضوع	صفحه
<b>فصل اول: مقدمه</b>	
۱-۱- تعریف.....	۱
۲-۱- شرط تبدیل کانسار به کانه.....	۲
۳-۱- مهمترین روشهای فیزیکی پرعیار کردن.....	۴
<b>فصل دوم: بازدهی عملیات کانه آرایی</b>	
۱-۲- آزادسازی.....	۶
۲-۲- شاخص های ارزیابی عملیات جدایش.....	۷
۳-۲- بازدهی جدایش.....	۱۰
۱-۳-۲- روش اول.....	۱۰
۲-۳-۲- روش دوم.....	۱۲
۴-۲- بازدهی جدایش و بهترین حالت اقتصادی.....	۱۴
۵-۲- بازدهی اقتصادی.....	۱۷
<b>فصل سوم: مقدار نمونه لازم برای حسابرسی متالورژیکی</b>	
۱-۳- مقدمه.....	۲۰
۲-۳- نمونه گیری و توزین.....	۲۰
۱-۲-۳- تأثیر مقدار نمونه بر خطای حاصله از نمونه برداری.....	۲۰
۲-۲-۳- محاسبه کمترین مقدار نمونه مورد نیاز (فرمول جی).....	۲۱
۳-۲-۳- انحراف معیار.....	۲۲
۴-۲-۳- ثابت نمونه گیری.....	۲۲
۵-۲-۳- حداقل نمونه لازم برای آنالیز سرندي.....	۲۵
۳-۳- سیستمهای نمونه گیری.....	۲۶
۱-۳-۳- شرایط.....	۲۶
۲-۳-۳- خرد کردن و نمونه برداری مرحله ای.....	۲۸
۳-۳-۳- روشهای تقسیم نمونه.....	۲۹
۴-۳-۳- آنالیز روی جریان.....	۳۰
۴-۳- توزین کانه.....	۳۱



### فصل چهارم: محاسبات مربوط به پالپ‌ها

- ۱-۴- مقدمه ..... ۳۲
- ۲-۴- محاسبه درصد وزنی جامد پالپ با استفاده از دانسیته پالپ ..... ۳۴
- ۳-۴- نسبت رقیق شدن؛ رقت ..... ۳۴

### فصل پنجم: موازنه جرم

- ۱-۵- روشهای موازنه جرم ..... ۳۶
- ۲-۵- تراز متالورژیکی ..... ۳۷
- ۳-۵- ارزیابی واقعی و مقادیر تلف شده فلز ..... ۳۸
- ۴-۵- استفاده از آنالیز اندازه ذرات در موازنه جرم ..... ۳۸
- ۵-۵- استفاده از نسبت رقت در موازنه جرم ..... ۳۹
- ۱-۵-۵- سیکلون و موازنه جرم ..... ۴۰
- ۶-۵- محدودیت‌های فرمول دو محصولی ..... ۴۳
- ۱-۶-۵- حساسیت معادله بازیابی ..... ۴۳
- ۲-۶-۵- محاسبه خطای بازیابی ..... ۴۳
- ۳-۶-۵- حساسیت معادله جرم ..... ۴۵
- ۴-۶-۵- محاسبه خطای معادله جرم ..... ۴۵
- ۵-۶-۵- افزایش درجه صحت بازیابی محاسبه شده از فرمول دو محصولی ..... ۴۷

### فصل ششم: آنالیز ابعادی ذرات

- ۱-۶- مقدمه ..... ۵۰
- ۲-۶- اندازه و شکل ذرات ..... ۵۰
- ۱-۲-۶- قطر معادل ..... ۵۰
- ۲-۲-۶- روشهای متداول تعیین اندازه ذرات ..... ۵۱
- ۳-۶- تعیین اندازه ذرات به روش آنالیز سردی ..... ۵۱
- ۱-۳-۶- مراحل اساسی طبقه‌بندی ذرات در سرد کردن ..... ۵۱
- ۲-۳-۶- عوامل مؤثر در سرد کردن ..... ۵۱
- ۳-۳-۶- نام گذاری سرنها ..... ۵۱
- ۴-۳-۶- روش انجام آنالیز سردی ..... ۵۳
- ۵-۳-۶- روشهای نمایش نتایج آنالیز سردی ..... ۵۳
- ۱-۵-۳-۶- روش عددی ..... ۵۳
- ۲-۵-۳-۶- روش ترسیمی ..... ۵۳



۵۵	۴-۶- محاسبه بازدهی (کارآیی) سرندها
۵۷	۵-۶- عوامل مؤثر در کارآیی عملیات سرندها
۵۸	۶-۶- سرندها در صنعتی
۵۸	۱-۶-۶- اهداف سرندها در صنعتی
۵۸	۲-۶-۶- انواع سرندها
۵۸	۱-۲-۶-۶- سرندهای گریزلی
۵۹	۲-۲-۶-۶- سرندهای قوسی
۵۹	۳-۲-۶-۶- سرندهای ترومل
۵۹	۴-۲-۶-۶- سرندهای لرزان
۶۰	۵-۲-۶-۶- سرندهای ارتعاشی
۶۱	۳-۶-۶- سطوح سرندها
۶۱	۱-۳-۶-۶- سرندهای گوه‌ای
۶۱	۲-۳-۶-۶- پارچه‌هایی (سطوح) از سیمهای بافته شده
۶۲	۷-۶- آنالیز ابعاد ذرات به روش تهنشینی
۶۲	۱-۷-۶- محاسبه سرعت حدی
۶۳	۲-۷-۶- بازدهی جدا کردن ذرات

### فصل هفتم: خردایش

۶۴	۱-۷- مقدمه
۶۴	۲-۷- نسبت خردایش
۶۴	۳-۷- اصول خردایش
۶۶	۴-۷- محیط شکست
۶۶	۵-۷- مکانیزم‌های شکست
۶۶	۶-۷- تئوری خردایش
۶۷	۱-۶-۷- قانون ریتینگر
۶۷	۲-۶-۷- قانون کیک
۶۷	۳-۶-۷- قانون باند
۶۸	۴-۶-۷- قانون کلی خردایش
۶۸	۷-۷- قابلیت خرد شدن
۶۹	۸-۷- تأثیر اندازه ذرات بر اندیس کار
۷۰	۹-۷- محاسبه اندیس کار به روش مقایسه‌ای
۷۰	۱۰-۷- استفاده از اندیس کار برای تعیین کارآیی ماشینهای خردکننده
۷۱	۱۱-۷- اندیس کار عملیاتی



۷-۱۲- کارآیی مدار آسیا کنی ..... ۷۱

### فصل هشتم: سنگ شکن‌ها

۸-۱- مقدمه ..... ۷۲  
 ۸-۲- سنگ‌شکنی مدار باز ..... ۷۳  
 ۸-۳- سنگ‌شکنی مدار بسته ..... ۷۳  
 ۸-۴- سنگ‌شکنهای اولیه ..... ۷۴  
 ۸-۴-۱- سنگ شکن فکی ..... ۷۴  
 ۸-۴-۲- سنگ‌شکن ژیراتوری ..... ۷۵  
 ۸-۵- سنگ‌شکنهای ثانویه ..... ۷۷  
 ۸-۵-۱- سنگ‌شکن مخروطی ..... ۷۷  
 ۸-۵-۲- سنگ‌شکنهای غلتکی ..... ۷۹  
 ۸-۵-۳- سنگ‌شکنهای ضربه‌ای ..... ۸۱

### فصل نهم: آسیاهای نرم‌کننده

۹-۱- مقدمه ..... ۸۲  
 ۹-۲- حرکت بار در آسیای گردان ..... ۸۳  
 ۹-۳- آسیاهای گردان ..... ۸۵  
 ۹-۳-۱- آسیاهای گلوله‌ای ..... ۸۵  
 ۹-۳-۱-۱- حجم بار ..... ۸۷  
 ۹-۳-۱-۲- اندازه بار خرد کننده ..... ۸۸  
 ۹-۳-۱-۳- توان مؤثر در آسیا ..... ۸۸  
 ۹-۳-۲- آسیای گلوله‌ای ..... ۸۹  
 ۹-۳-۳- آسیاهای میله‌ای ..... ۸۹  
 ۹-۳-۴- آسیاهای خود شکن و نیمه خود شکن ..... ۹۰  
 ۹-۴- آستر ..... ۹۱  
 ۹-۵- مدارهای نرم کردن ..... ۹۳  
 ۹-۵-۱- مدار نرم کردن موازی ..... ۹۳  
 ۹-۵-۲- مدار نرم کردن دو مرحله‌ای (سری) ..... ۹۳  
 ۹-۶- کنترل مدارهای نرم کننده ..... ۹۴  
 ۹-۶-۱- عوامل مؤثر در کنترل مدارهای نرم‌کنی ..... ۹۵  
 ۹-۶-۲- اندازه‌گیری بار در گردش ..... ۹۶

**فصل دهم: طبقه بندی**

۹۷	۱-۱۰-۱- مقدمه.....
۹۷	۱-۱۰-۲- اصول طبقه بندی.....
۹۸	۱-۱۰-۳- مقاومت ویسکوزی.....
۹۸	۱-۱۰-۴- مقاومت آشفته.....
۹۸	۱-۱۰-۵- طبقه بندی کننده ها.....
۹۹	۱-۱۰-۶- ته نشینی آزاد.....
۱۰۰	۱-۱۰-۷- ته نشینی با مانع.....
۱۰۱	۱-۱۰-۸- انواع کلاسیفایرها.....
۱۰۱	۱-۱۰-۸-۱- طبقه بندی کننده های ماریچی.....
۱۰۲	۱-۱۰-۸-۲- هیدروسیکلون.....
۱۰۴	۱-۱۰-۸-۳- کارآبی سیکلون.....
۱۰۷	۱-۱۰-۸-۴- عوامل مؤثر در کارآبی سیکلون.....
۱۰۷	۱-۱۰-۸-۴-۱- محاسبه حد جدایش و دبی سیکلون از روابط پلیت.....
۱۰۸	۱-۱۰-۸-۴-۲- محاسبه حد جدایش و دبی سیکلونها از روابط مولر.....

**فصل یازدهم: فلوتاسیون**

۱۱۲	۱-۱۱-۱- مقدمه.....
۱۱۲	۱-۱۱-۲- اصول فلوتاسیون.....
۱۱۴	۱-۱۱-۳- نیروهای عمل کننده در محیط سه فازی هوا- آب- جامد.....
۱۱۵	۱-۱۱-۴- مراحل مختلف فلوتاسیون مطلوب.....
۱۱۵	۱-۱۱-۵- کلکتورها.....
۱۱۷	۱-۱۱-۶- کف سازها.....
۱۱۸	۱-۱۱-۷- دولایه الکتریکی.....
۱۱۹	۱-۱۱-۸- اهمیت pH در شناورسازی کانیها.....
۱۱۹	۱-۱۱-۹- مدارهای فلوتاسیون.....
۱۲۰	۱-۱۱-۹-۱- مدارهای فلوتاسیون اصلی.....
۱۲۳	۱-۱۱-۹-۲- طراحی مدار.....
۱۲۳	۱-۱۰-۱۰-۱- ماشینهای فلوتاسیون.....
۱۲۳	۱-۱۰-۱۰-۱-۱- ماشینهای فلوتاسیون مکانیکی.....
۱۲۶	۱-۱۰-۱۰-۲- ماشینهای جدید فلوتاسیون.....



### فصل دوازدهم: جدایش مغناطیسی

۱۲۷	۱-۱۲- مقدمه
۱۲۷	۲-۱۲- اصول فیزیکی جدایش مغناطیسی
۱۲۹	۳-۱۲- نیروی مغناطیسی وارده بر ذرات
۱۳۱	۴-۱۲- جدا کننده‌های مغناطیسی
۱۳۱	۵-۱۲- انواع جداکننده‌های مغناطیسی
۱۳۱	۱-۵-۱۲- جدا کننده‌های شدت پایین
۱۳۱	۱-۱-۵-۱۲- جدا کننده‌های استوانه‌ای
۱۳۲	۲-۱-۵-۱۲- جدا کننده نوارهای متقاطع
۱۳۳	۳-۱-۵-۱۲- جدا کننده دیسکی
۱۳۳	۲-۵-۱۲- جدا کننده‌های شدت بالا
۱۳۳	۱-۲-۵-۱۲- جدا کننده غلتکی القاء شده
۱۳۴	۶-۱۲- جدا کننده‌های الکترو استاتیکی
۱۳۵	۱-۶-۱۲- جدا کننده الکترو استاتیکی آزمایشگاهی
۱۳۶	۲-۶-۱۲- جدا کردن چند مرحله‌ای

### فصل سیزدهم: پر عیار کردن ثقلی

۱۳۸	۱-۱۳- مقدمه
۱۳۸	۲-۱۳- اصول پرعیارکنی ثقلی
۱۳۹	۳-۱۳- تغییر سطح انرژی در جدایش ثقلی
۱۴۲	۴-۱۳- جداکننده‌های ثقلی
۱۴۲	۱-۴-۱۳- جیگ‌ها
۱۴۴	۲-۴-۱۳- ناو شستشو
۱۴۴	۳-۴-۱۳- مخروطها
۱۴۶	۴-۴-۱۳- ماریچی‌ها
۱۴۷	۵-۴-۱۳- میزهای لرزان

### فصل چهاردهم: جدا کردن توسط واسطه سنگین

۱۴۹	۱-۱۴- مقدمه
۱۴۹	۲-۱۴- مایعات سنگین
۱۵۰	۳-۱۴- مخلوطها



۱۵۱	۴-۱۴- آزمون‌های آزمایشگاهی مایعات سنگین.....
۱۵۲	۵-۱۴- کارآیی جدایش مایعات سنگین.....
۱۵۲	۶-۱۴- آماده کردن منحنی جدایش توسط مایعات سنگین.....
۱۵۳	۷-۱۴- مدل‌های ریاضی برای منحنی جدایش.....

### فصل پانزدهم: آبگیری

۱۵۴	۱-۱۵- مقدمه.....
۱۵۴	۲-۱۵- ته‌نشینی.....
۱۵۵	۱-۲-۱۵- کواگولاسیون و فلوکولاسیون.....
۱۵۷	۲-۲-۱۵- ته‌نشینی ثقلی.....
۱۵۹	۱-۲-۲-۱۵- تعیین مساحت تیکنر به روش <i>Coe and Clevenger</i> .....
۱۶۰	۲-۲-۲-۱۵- تعیین مساحت تیکنر به روش <i>Fitch and Talmage</i> .....
۱۶۲	۳-۲-۲-۱۵- تعیین عمق تیکنر.....
۱۶۳	۳-۱۵- فیلتر کردن.....
۱۶۳	۱-۳-۱۵- فیلترهای فشاری.....
۱۶۵	۲-۳-۱۵- فیلترهای خلاء.....
۱۶۵	۴-۱۵- خشک کردن.....

### فصل شانزدهم: انتقال کانه

۱۶۷	۱-۱۶- مقدمه.....
۱۶۷	۲-۱۶- جدا کردن مواد مضر.....
۱۶۹	۳-۱۶- حمل و نقل کانه.....
۱۶۹	۱-۳-۱۶- نوار نقاله.....
۱۷۱	۲-۳-۱۶- آسانسورسطلی.....
۱۷۱	۴-۱۶- انبار کردن.....
۱۷۲	۱-۴-۱۶- انباشتن ماده معدنی.....
۱۷۳	۲-۴-۱۶- مخازن و قیفها.....
۱۷۳	۵-۱۶- خوراک دهی.....
۱۷۳	۱-۵-۱۶- خوراک‌دهنده زنجیری.....
۱۷۴	۲-۵-۱۶- خوراک‌دهنده آپرون.....
۱۷۴	۳-۵-۱۶- خوراک‌دهنده لرزان.....



### فصل هفدهم: سنگ جوری

۱۷۵	.....	مقدمه ۱-۱۷
۱۷۵	.....	سنگ جوری الکترونیکی ۲-۱۷





## فهرست شکل‌ها

صفحه

موضوع

شکل ۱-۱- شمای عملیات فرآوری	۲
شکل ۲-۱- کانه مخلوط سولفیدی	۳
شکل ۳-۱- کانه مس پورفیری آمریکای شمالی	۴
شکل ۴-۱- کانه کرومیت	۴
شکل ۵-۱- شمای کلی ترکیب عملیات در یک کارخانه فرآوری	۵
شکل ۶-۱- شمای عملیاتی خطی ساده	۵
شکل ۷-۱- محدوده کاربرد مؤثر تکنیکهای متداول فرآوری مواد معدنی	۵
شکل ۱-۲- قفل‌شدگی کانی با ارزش و گانگ	۶
شکل ۲-۲- مقطعی از ذرات کانسنگ	۷
شکل ۳-۲- رابطه عیار بازیابی	۹
شکل ۴-۲- تغییرات ارزش فلز (پرداخت) و هزینه‌ها با عیارهای مختلف	۱۴
شکل ۵-۲- تأثیر قیمت فلز روی منحنی NSR و عیار کنسانتره	۱۴
شکل ۶-۲- تأثیر ریزی نرم کردن بر بازده خالص و هزینه‌های خردایش	۱۵
شکل ۱-۳- نمودار فراوانی عیار	۲۲
شکل ۲-۳- نمای بالا از یک وسیله نمونه‌گیر	۲۶
شکل ۳-۳- سیستم نمونه‌گیری از نوارنقاله	۲۷
شکل ۴-۳- نمونه‌گیر ویزن (Vezin)	۲۷
شکل ۵-۳- نمونه‌گیرهای اتوماتیک پالپ Outokumpo	۲۸
شکل ۶-۳- نمونه‌گیر چهار قسمتی	۲۹
شکل ۷-۳- نمونه‌گیر میزی	۳۰
شکل ۸-۳- نمونه‌گیر مجرای	۳۰
شکل ۹-۳- مراحل آنالیز شیمیایی روی جریان	۳۰
شکل ۱۰-۳- سیستم آنالیز کننده اشعه X روی جریان	۳۱
شکل ۱-۴- دانسیته سنج هسته‌ای	۳۳
شکل ۲-۴- دبی سنج مغناطیسی	۳۳
شکل ۱-۵- مدار نرم‌کنی شامل آسیای میله‌ای، آسیای گلوله‌ای و سیکلون	۳۹
شکل ۱-۶- سرنده لرزاننده با ۵ سرنده بزرگ و ۴ سرنده کوچک	۵۲
شکل ۲-۶- منحنی آنالیز سرنده	۵۴
شکل ۳-۶- روشهای ترسیم منحنیهای آنالیز سرنده	۵۵
شکل ۴-۶- منحنی جدایش سرنده	۵۷
شکل ۵-۶- سرنده گریزلی	۵۸
شکل ۶-۶- سرنده قوسی	۵۹
شکل ۷-۶- سرنده ترومل ترکیبی	۵۹
شکل ۸-۶- نمای بالا از سرنده لرزان	۶۰



شکل ۶-۹- سردن ارتعاشی در دو نمای مختلف .....	۶۰
شکل ۶-۱۰- نمودار بازیابی سردن ارتعاشی بر حسب ظرفیت آن .....	۶۰
شکل ۶-۱۱- سردن با سطوح گوه‌ای .....	۶۱
شکل ۶-۱۲- سطوح سیمی بافته شده با ابعاد روزه‌های مختلف و با سطوح یکسان .....	۶۱
شکل ۶-۱۳- نیروهای وارده بر یک جسم شناور .....	۶۲
شکل ۶-۱۴- بشر ته نشینی .....	۶۳
شکل ۷-۱- شکست یک قطعه سنگ در نتیجه تنشهای کششی یا فشاری .....	۶۵
شکل ۷-۲- تجمع تنش در نوک یک ترک .....	۶۵
شکل ۷-۳- مکانیزم‌های مختلف خرد شوندگی و توزیع اندازه ابعاد محصول تولید شده .....	۶۶
شکل ۷-۴- رابطه انرژی ورودی و اندازه ذرات تولید شده .....	۶۹
شکل ۷-۵- شکست یک قطعه سنگ معدن به ابعاد کوچکتر .....	۶۹
شکل ۸-۱- شمای کامل یک مدار سنگ‌شکنی .....	۷۲
شکل ۸-۲- سنگ‌شکنی مدار باز .....	۷۳
شکل ۸-۳- سنگ‌شکنی مدار بسته .....	۷۳
شکل ۸-۴- سنگ‌شکن فکی .....	۷۴
شکل ۸-۵- انواع سنگ‌شکن فکی .....	۷۴
شکل ۸-۶- سنگ‌شکن ژیراتوری .....	۷۶
شکل ۸-۷- خوراک دهی مستقیم سنگ‌شکن ژیراتوری از کامیون .....	۷۶
شکل ۸-۸- تفاوت بین سنگ‌شکن مخروطی و ژیراتوری .....	۷۷
شکل ۸-۹- سنگ‌شکن مخروطی استاندارد .....	۷۸
شکل ۸-۱۰- سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه .....	۷۸
شکل ۸-۱۱- تفاوت سنگ‌شکنهای مخروطی نوع استاندارد با سرکوتاه .....	۷۹
شکل ۸-۱۲- سنگ‌شکن غلتکی .....	۷۹
شکل ۸-۱۳- سنگ‌شکن غلتکی دنداندار .....	۸۰
شکل ۸-۱۴- نیروهای وارده بر ذره در سنگ‌شکن غلتکی .....	۸۰
شکل ۸-۱۵- سنگ‌شکن ضربه‌ای، نوع چکشی .....	۸۱
شکل ۹-۱- انواع ذرات از نظر میزان آزاد شدگی .....	۸۲
شکل ۹-۲- نواحی مختلف در آسیای گردان .....	۸۳
شکل ۹-۳- نیروهای وارده بر واسطه خردایش (گلوله) .....	۸۳
شکل ۹-۴- انواع آسیاها بر حسب ورود و خروج مواد .....	۸۵
شکل ۹-۵- آسیای گلوله‌ای .....	۸۵
شکل ۹-۶- جدایش گلوله‌ها در آسیای با انتهای مخروطی .....	۸۶
شکل ۹-۷- رابطه انرژی مصرفی با حجم اشغال شده آسیا .....	۸۷
شکل ۹-۸- آسیای گلوله‌ای Hardinage .....	۸۹
شکل ۹-۹- آسیای میله‌ای .....	۸۹
شکل ۹-۱۰- عمل خردایش توسط میله‌ها .....	۹۰



شکل ۹-۱۱- آسیای خود شکن (نمای برشی).....	۹۰
شکل ۹-۱۲- مجموعه‌ای از آسیاهای نیمه خودشکن.....	۹۱
شکل ۹-۱۳- انواع آسترهای آسیای گردان.....	۹۲
شکل ۹-۱۴- تأثیر نوع آستر در سقوط بار خرد کننده.....	۹۲
شکل ۹-۱۵- مدار آسیا کنی موازی.....	۹۳
شکل ۹-۱۶- مدار آسیا کنی سری.....	۹۴
شکل ۹-۱۷- سه نوع اصلی مدارهای نرم کنی.....	۹۴
شکل ۹-۱۸- عوامل مؤثر در کنترل مدارهای نرم کنی.....	۹۵
شکل ۹-۱۹- نمونه‌ای از یک مدار نرم کنی.....	۹۶
شکل ۹-۲۰- نمودار a-c در مقابل b-c.....	۹۶
شکل ۱۰-۱- نیروهای وارده بر یک جسم در حال سقوط درون سیال.....	۹۷
شکل ۱۰-۲- خطوط جریان در جریان ویسکوز.....	۹۸
شکل ۱۰-۳- خطوط جریان در جریان آشفته.....	۹۸
شکل ۱۰-۴- مبنای جدایش در کلاسیفایرها.....	۹۸
شکل ۱۰-۵- طبقه‌بندی با (الف) ته‌نشینی آزاد و (ب) ته‌نشینی با مانع.....	۱۰۰
شکل ۱۰-۶- کلاسیفایر مارپیچی از نوع مکانیکی.....	۱۰۲
شکل ۱۰-۷- نمایی از یک هیدروسیکلون.....	۱۰۲
شکل ۱۰-۸- نیروی وارده بر یک ذره درون هیدروسیکلون.....	۱۰۳
شکل ۱۰-۹- توزیع مؤلفه‌های عمودی و شعاعی سرعت در داخل هیدروسیکلون.....	۱۰۳
شکل ۱۰-۱۰- نواحی داخلی سیکلون بر اساس توزیع دانه‌بندی.....	۱۰۴
شکل ۱۰-۱۱- نمودار کارایی جدایش هیدروسیکلون.....	۱۰۴
شکل ۱۰-۱۲- نمودارهای جدایش تصحیح شده و تصحیح نشده.....	۱۰۶
شکل ۱۰-۱۳- تأثیر فشار روی ظرفیت و حد جدایش سیکلون.....	۱۱۰
شکل ۱۰-۱۴- تأثیر درصد جامد روی حد جدایش سیکلون.....	۱۱۰
شکل ۱۰-۱۵- تأثیر اندازه دهانه ته‌ریز روی محصول ته‌ریز.....	۱۱۱
شکل ۱۰-۱۶- مجموعه‌ای از سیکلون‌ها به صورت موازی.....	۱۱۱
شکل ۱۱-۱- اصول شناورسازی ذرات.....	۱۱۳
شکل ۱۱-۲- وضعیت قرارگیری حباب روی سطح یک کانی در دو حالت مختلف.....	۱۱۳
شکل ۱۱-۳- بازیابی الماس توسط گریس.....	۱۱۴
شکل ۱۱-۴- زاویه تماس بین حباب ذره در واسطه آبی.....	۱۱۴
شکل ۱۱-۵- سر خوردن ذرات روی سطح حباب.....	۱۱۵
شکل ۱۱-۶- جذب سطحی کلکتور روی سطح کانی.....	۱۱۶
شکل ۱۱-۷- ساختار مولکولی سدیم اتیل گزنتات.....	۱۱۶
شکل ۱۱-۸- تشکیل چند لایه‌ای کلکتور.....	۱۱۶
شکل ۱۱-۹- رابطه بازیابی با غلظت کلکتور.....	۱۱۷
شکل ۱۱-۱۰- مکانیزم تأثیر کف‌ساز.....	۱۱۷



شکل ۱۱-۱۱- دولايه الكتریکي در سطح کانی در یک محلول آبی .....	۱۱۸
شکل ۱۲-۱۱- رابطه بين غلظت دی‌اتیل‌دی‌تیوفسفات و میزان pH بحرانی .....	۱۱۹
شکل ۱۳-۱۱- مجموعه‌ای از سلولها در یک واحد صنعتی .....	۱۲۰
شکل ۱۴-۱۱- مدار فلوتاسیون ساده .....	۱۲۰
شکل ۱۵-۱۱- سیستم پر عیارکنی اولیه- رمق‌گیر- پرعیارکنی نهایی .....	۱۲۱
شکل ۱۶-۱۱- بکارگیری پرعیارکنی مجدد .....	۱۲۱
شکل ۱۷-۱۱- (الف) منحنی بازیابی فلز به کنسانتره بر حسب زمان، (ب) نمودار بازیابی بر حسب عیار کنسانتره .....	۱۲۲
شکل ۱۸-۱۱- یک نوع همزن در سلولهای فلوتاسیون .....	۱۲۴
شکل ۱۹-۱۱- سلولهای فلوتاسیون مکانیکی قدیمی با حجم $5/7m^3$ .....	۱۲۴
شکل ۲۰-۱۱- سلولهای فلوتاسیون مکانیکی با حجم $14/2m^3$ .....	۱۲۴
شکل ۲۱-۱۱- سلول فلوتاسیون مکانیکی با حجم زیاد ( $42/5m^3$ ) .....	۱۲۵
شکل ۲۲-۱۱- سلول فلوتاسیون مکانیکی با حجم زیاد، نوع Denver ( $36/1m^3$ ) .....	۱۲۵
شکل ۲۳-۱۱- ماشینهای جدید فلوتاسیون .....	۱۲۶
شکل ۱-۱۲- نمودار شدت مغناطیسی شدن مواد با خواص مغناطیسی مختلف .....	۱۲۹
شکل ۲-۱۲- نیروی وارده بر یک ذره در یک میدان مغناطیسی .....	۱۲۹
شکل ۳-۱۲- میدان‌های مغناطیسی .....	۱۳۱
شکل ۴-۱۲- جدا کننده استوانه‌ای تر، بر اساس جهت چرخش استوانه و حرکت پالپ ورودی .....	۱۳۲
شکل ۵-۱۲- جدا کننده استوانه‌ای دو مرحله‌ای .....	۱۳۲
شکل ۶-۱۲- جدا کننده نوارهای متقاطع .....	۱۳۳
شکل ۷-۱۲- جدا کننده دیسکی .....	۱۳۳
شکل ۸-۱۲- جدا کننده غلتکی القاء شده .....	۱۳۴
شکل ۹-۱۲- جدا کننده الکترواستاتیک، نوع چرخشی .....	۱۳۴
شکل ۱۰-۱۲- شارژ ذرات توسط القاء کردن .....	۱۳۴
شکل ۱۱-۱۲- جداکننده‌های الکترو استاتیک .....	۱۳۵
شکل ۱۲-۱۲- جدا کننده الکترو دینامیک یا جدا کننده با کشش بالا .....	۱۳۵
شکل ۱۳-۱۲- جدا کننده الکترو استاتیکی آزمایشگاهی .....	۱۳۵
شکل ۱۴-۱۲- جدا کردن چند مرحله‌ای .....	۱۳۶
شکل ۱-۱۳- وضعیت مرکز ثقل در یک سیستم دو جزئی متشکل از مواد با دانسیته پایین و دانسیته بالا .....	۱۳۸
شکل ۲-۱۳- جیگ دستی .....	۱۴۱
شکل ۳-۱۳- جیگ Harz .....	۱۴۱
شکل ۴-۱۳- حرکت پیستون در یک جیگ .....	۱۴۲
شکل ۵-۱۳- فرآیند جیگ ایده‌آل .....	۱۴۲
شکل ۶-۱۳- ناو شستشو .....	۱۴۳
شکل ۷-۱۳- ناو شستشوی در حال کار .....	۱۴۳
شکل ۸-۱۳- مخروط شستشو Reichert .....	۱۴۴
شکل ۹-۱۳- مقطع عرضی از نحوه کار یک مخروط شستشو .....	۱۴۴



شکل ۱۰-۱۳- مقطع عرضی جدا کننده ماریچی	۱۴۵
شکل ۱۱-۱۳- نمای بسته از جداکننده ماریچی	۱۴۵
شکل ۱۲-۱۳- مجموعه‌ای از جدا کننده‌های ماریچی	۱۴۶
شکل ۱۳-۱۳- حرکت ذرات در یک لایه جریان	۱۴۶
شکل ۱۴-۱۳- میز لرزان	۱۴۷
شکل ۱۵-۱۳- توزیع محصولات میز لرزان	۱۴۷
شکل ۱۶-۱۳- لایه‌بندی مواد بین دو مانع	۱۴۷
شکل ۱-۱۴- اصول جدایش توسط واسطه‌های سنگین	۱۴۹
شکل ۲-۱۴- جدا کننده بشکه‌ای	۱۵۰
شکل ۳-۱۴- مراحل آزمون مایع سنگین	۱۵۱
شکل ۴-۱۴- منحنی حد جدایش مایعات سنگین	۱۵۲
شکل ۱-۱۵- نیروهای عمل کننده بین دو ذره	۱۵۵
شکل ۲-۱۵- دولایه الکتریکی	۱۵۵
شکل ۳-۱۵- عمل یک پلی الکترولیت کاتیونی	۱۵۶
شکل ۴-۱۵- نحوه جذب سطحی فلوکولانت	۱۵۷
شکل ۵-۱۵- جریان مواد و سیال در یک تیکنر پیوسته	۱۵۷
شکل ۶-۱۵- تیکنر با ستون مرکزی تقویت شده	۱۵۸
شکل ۷-۱۵- تیکنری با قطر ۸۰ متر با ستون تقویت شده	۱۵۸
شکل ۸-۱۵- مناطق مختلف در تیکنر	۱۵۹
شکل ۹-۱۵- نمودار ته‌نشینی آزمایشگاهی (بسته)	۱۶۰
شکل ۱۰-۱۵- فیلتر فشاری	۱۶۴
شکل ۱۱-۱۵- فیلتر فشاری اتوماتیک در حین کار	۱۶۴
شکل ۱۲-۱۵- سیکل عملیاتی فیلتر فشاری اتوماتیک	۱۶۴
شکل ۱۳-۱۵- فیلترهای دیسکی چرخان	۱۶۵
شکل ۱۴-۱۵- طرح ساده شده فیلتر دیسکی	۱۶۵
شکل ۱۵-۱۵- طرح خشک کننده حرارتی چرخان	۱۶۵
شکل ۱۶-۱۵- نمایی از یک محفظه خشک کننده چرخان	۱۶۶
شکل ۱-۱۶- تجهیزاتی برای جدا کردن آهن پاره‌ها و مواد مغناطیسی	۱۶۷
شکل ۲-۱۶- آهن‌ربای محافظ نوار نقاله	۱۶۸
شکل ۳-۱۶- آشکارساز فلزات روی نوار نقاله	۱۶۸
شکل ۴-۱۶- نمونه‌ای از فلوشیت کارخانه شستشوی کانه	۱۶۹
شکل ۵-۱۶- نحوه قرارگیری غلتک‌های زیر نوارنقاله	۱۷۰
شکل ۶-۱۶- ترتیب قرارگیری قرقره محرکه نوار نقاله	۱۷۰
شکل ۷-۱۶- سیستم کشش نوارنقاله	۱۷۰
شکل ۸-۱۶- یک سیستم باردهی به نوار نقاله	۱۷۱
شکل ۹-۱۶- آسانسور سطلی	۱۷۱



شکل ۱۰-۱۶- انباشتن کانه‌های درشت با سیستم هدایتی تونلی .....	۱۷۲
شکل ۱۱-۱۶- بازیابی مواد از توده مخروطی .....	۱۷۲
شکل ۱۲-۱۶- الگوهای جریان .....	۱۷۳
شکل ۱۳-۱۶- خوراک دهنده زنجیری .....	۱۷۴
شکل ۱۴-۱۶- خوراک دهنده Apron .....	۱۷۴
شکل ۱۵-۱۶- خوراک دهنده لرزان .....	۱۷۴
شکل ۱-۱۷- سنگ‌جوری توسط نورسنجی .....	۱۷۶
شکل ۲-۱۷- پوشش باریکه لیزری .....	۱۷۷
شکل ۳-۱۷- سیستم سنگ‌جوری رادیواکتیوی .....	۱۷۷
شکل ۴-۱۷- سنگ‌جوری تمام اتوماتیک .....	۱۷۸
شکل ۵-۱۷- سنگ‌جوری با استفاده از خاصیت مغناطیسی و هدایت الکتریکی مواد .....	۱۷۸



## فهرست جدول ها

موضوع	صفحه
جدول ۱-۳- نتایج حاصل از برنامه کامپیوتری نمونه برداری از یک کانه فرضی .....	۲۰
جدول ۲-۳- مقادیر فاکتور شکل ذرات در فرمول ثابت نمونه گیری .....	۲۳
جدول ۳-۳- مقادیر فاکتور دامنه دانه بندی در فرمول ثابت نمونه گیری .....	۲۳
جدول ۴-۳- وزن نمونه در هر مرحله از نمونه گیری مرحله ای .....	۲۹
جدول ۱-۶- برخی از تبدیلهای مش به اندازه روزنه سرند .....	۵۲
جدول ۲-۶- نتایج یک نمونه آنالیز سرندی .....	۵۳
جدول ۱-۷- اندیس کار بعضی از مواد .....	۶۹
جدول ۱-۹- مقادیر فاکتور سرعت و فاکتور بار .....	۸۹
جدول ۱-۱۰- نمونه ای از یک آنالیز ابعادی ورودی و خروجی های سیکلون .....	۱۰۷
جدول ۱-۱۲- نیروی مغناطیسی وارده بر ذره ۱ گرمی در طول محور سیم پیچ .....	۱۳۰
جدول ۲-۱۲- نمونه رفتار برخی از کانیها در جدایش الکترو استاتیکی .....	۱۳۶
جدول ۱-۱۴- نتایج آزمون مایع سنگین .....	۱۵۱
جدول ۲-۱۴- نتایج آزمایش جداسازی زغالسنگ (شناور) از شیل (غوطه ور) .....	۱۵۳

## مقدمه

### (Introduction)

#### ۱-۱- تعریف

**کانه آرای** (Mineral Processing): به مجموعه عملیات عمدتاً فیزیکی گفته می‌شود که بر روی یک ماده معدنی خام انجام می‌شود تا از آن یک یا چند محصول قابل فروش و یک باطله حاصل گردد.

**کانی** (Mineral): ماده معدنی طبیعی که دارای ترکیب شیمیایی و ساختمان اتمی ثابتی است. مانند: گالن (سولفید سرب: PbS)، اسفالریت (سولفید روی: ZnS) و کاسیتريت (اکسید قلع: SnO<sub>2</sub>).

**کانسار** (Deposit): تمرکز کافی کانیها بطوریکه شرایط برای استخراج آنها مناسب باشد.

**کانه** (Ore): کانساری که مورد تقاضا است و استخراج آن اقتصادی است.

**گانگ** (Gangue): مواد اضافی و ناخواسته کانه که به آن باطله هم گفته می‌شود.

**عیار** (Grade): درصد فلز با ارزش در کانه.

○ مواد معدنی را می‌توان بر اساس خواص آنها تقسیم‌بندی کرد:

(۱) خصوصیات شیمیایی (خواص شیمیایی کلیه عناصر موجود در ماده معدنی)

(۲) خصوصیات فیزیکی (خواص مغناطیسی و ثقلی و ...)

(۳) خصوصیات کریستالوگرافی (کوبیک، رومبیک و ...)

○ تقسیم‌بندی رایج مواد معدنی در مهندسی فرآوری مواد معدنی:

(۱) کانیهای خالص (Native Mineral)، مانند طلا، ...

(۲) کانیهای سولفیدی (Sulphide Mineral)، مانند پیریت (FeS<sub>2</sub>)، گالن (PbS)، ...

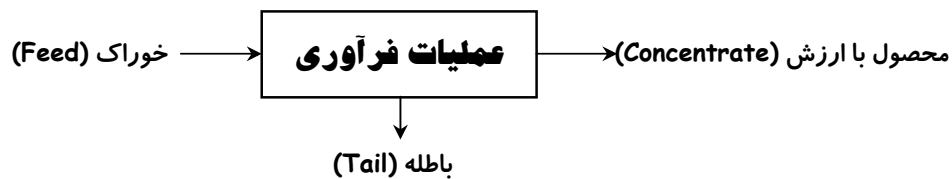
(۳) کانیهای اکسیدی (Oxide Mineral)، مانند هماتیت (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)، مگنتیت (Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>)، ...



**حالات خاص:**

۱) **ایزومورفی (Isomorphism):** اتمهای مشابه بدون ایجاد تغییری در ساختمان اتمی، در ساختمان کریستالی جانشین می شوند. مانند کانی اولیوین  $[(Mg, Fe)_2SiO_4]$ .

۲) **پلی مورفی (Polymorphism):** کانیهای مختلفی که دارای ترکیب شیمیایی یکسان باشند اما بخاطر اختلاف در ساختمان کریستالی، خواص شیمیایی و فیزیکی آنها کاملاً متفاوت است. مانند گرافیت و الماس. نتیجه: هدف از فرآوری، بدست آوردن یک یا چند محصول با خصوصیات کیفی و کمی معین با توجه اقتصادی است.



شکل ۱-۱- شمای عملیات فرآوری

○ با ارزش و بی ارزش بودن هر ماده معدنی تابعی از زمان، پیشرفتهای تکنولوژی و موقعیت اقتصادی می باشد.

**۱-۲- شرط تبدیل کانسار به کانه**

**ارزش نهفته:** ارزش هر تن ماده معدنی است که به مقدار فلز و قیمت روز آن بستگی دارد.

○ اگر ارزش نهفته ماده معدنی بیش از هزینه های استخراج و فرآوری مواد باشد، کانسار به کانه تبدیل می شود.

**سوال:** کمترین مقدار (عیار) یک فلز برای اینکه یک کانسار به کانه تبدیل شود، چقدر است؟

**پاسخ:** طلا: ۵ قسمت در میلیون (۵ppm)، غیر آهن: کمتر از ۰.۱٪ فلز و آهن: بیش از ۰.۱۵٪.



اگر قیمت مس به ازای هر تن ۱۲۰۰ پوند و قیمت مولیبدن ۱۵ پوند بر کیلوگرم باشد، ارزش نهفته کانساری که شامل ۱٪ مس و ۰.۱۵٪ مولیبدن می باشد، چه مقدار خواهد بود؟

**حل:**

$$\text{تن/پوند} = 1200 = 15000 \times 0.015/100 + 1/100 \times \text{تن/پوند} = \text{ارزش نهفته}$$

### راههای تولید فلز:

- (۱) حرارت (پیرومتالورژی)
  - (۲) حلالها (هیدرومتالورژی)
  - (۳) الکتروسیته (الکترومتالورژی)
- عیب بزرگ روشهای بالا، مصرف انرژی زیاد است. مثلاً، انرژی مصرفی برای استخراج یک تن مس، ۱۵۰۰-۲۰۰۰ کیلو وات ساعت می‌باشد.
- عملیات کانه‌آرایی، می‌تواند حجم مواد برای ذوب را با بکارگیری روشهای عمدتاً فیزیکی، کم کند.

### مزایای کانه‌آرایی:

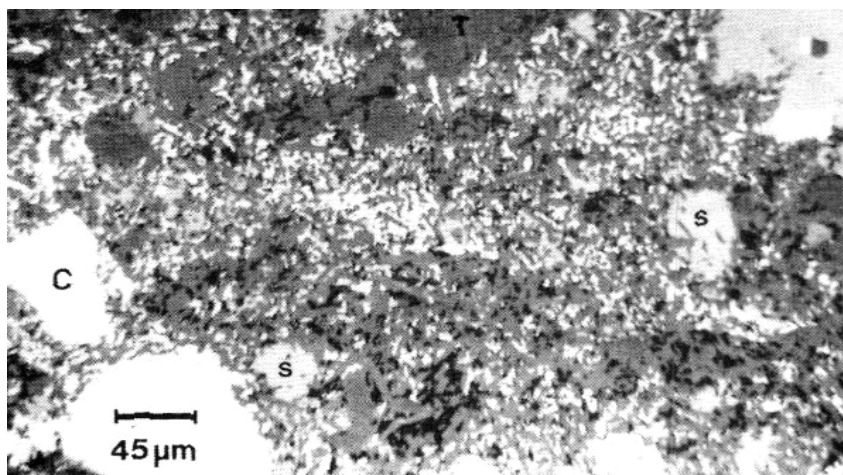
- (۱) کاهش هزینه حمل و نقل
- (۲) کاهش هزینه ذوب (هزینه استخراج فلز)
- (۳) کاهش اتلاف فلز

### عملیات‌های عمده و اساسی کانه‌آرایی:

- (۱) آزاد سازی
- (۲) پرعیارسازی

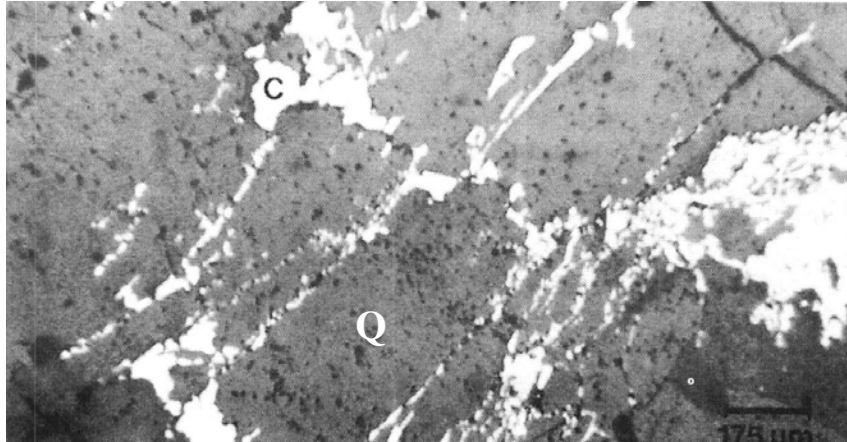
### اهمیت علم به تجمع کانیها:

- (۱) نوع کانیهای با ارزش و گانگ
- (۲) بافت، اندازه، پراکندگی و شکل کانی‌های با ارزش

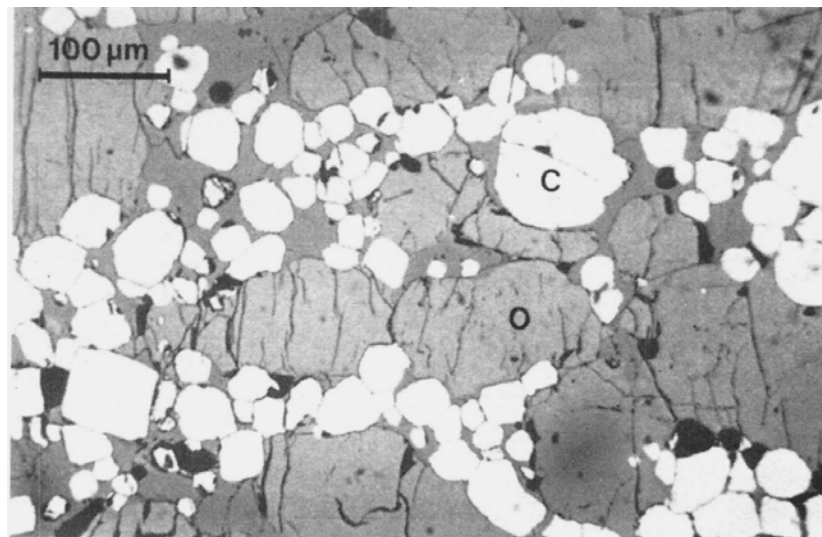


شکل ۱-۲- کانه مخلوط سولفیدی

C: کالکوپیریت ( $\text{CuFeS}_2$ ) کانی با ارزش، S: اسفالریت ( $\text{ZnS}$ ) کانی با ارزش، T: تورمالین ( $\text{HgAl}_3(\text{BOH})_2\text{Si}_4\text{O}_{19}$ ) گانگ



شکل ۱-۳- کانه مس پورفیری آمریکای شمالی  
C: کالکوپریت ( $\text{CuFeS}_2$ ) کانی با ارزش، Q: کوارتز ( $\text{SiO}_2$ ) گانگ



شکل ۱-۴- کانه کرومیت  
C: کرومیت ( $\text{FeCr}_2\text{O}_4$ ) کانی با ارزش، O: الیوین ( $[\text{Mg}, \text{Fe}]_2\text{SiO}_4$ ) گانگ



در معدن مس سرچشمه کرمان، ابعاد دانه‌های کانیهای با ارزش مس ۴۰-۵۰ میکرون می‌باشد.

### ۳-۱- مهمترین روشهای فیزیکی پرعیار کردن

- (۱) جدایش بر اساس خواص نوری و رادیواکتیویته
- (۲) جدایش بر اساس اختلاف وزن مخصوص
- (۳) جدایش بر اساس اختلاف در خواص سطحی کانیها

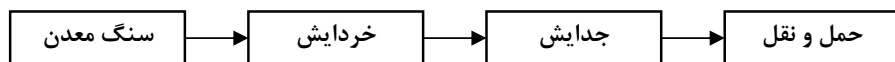
۴) جدایش بر اساس خواص مغناطیسی

۵) جدایش بر اساس خواص هدایت الکتریکی

○ در یک کارخانه ممکن است از ترکیبی از خواص فوق استفاده شود.

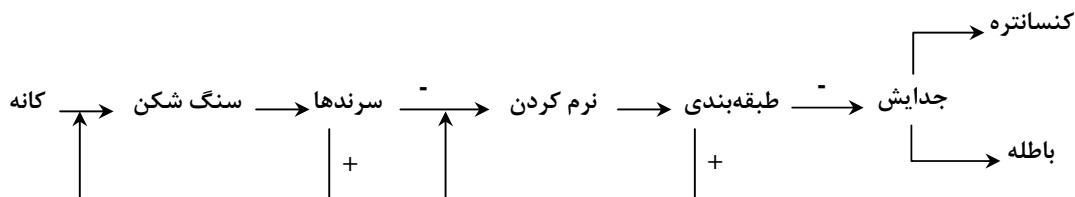
### شمای عملیات:

○ شمای کلی ترکیب عملیات در یک کارخانه فرآوری به‌طور کلی به‌صورت زیر می‌باشد.

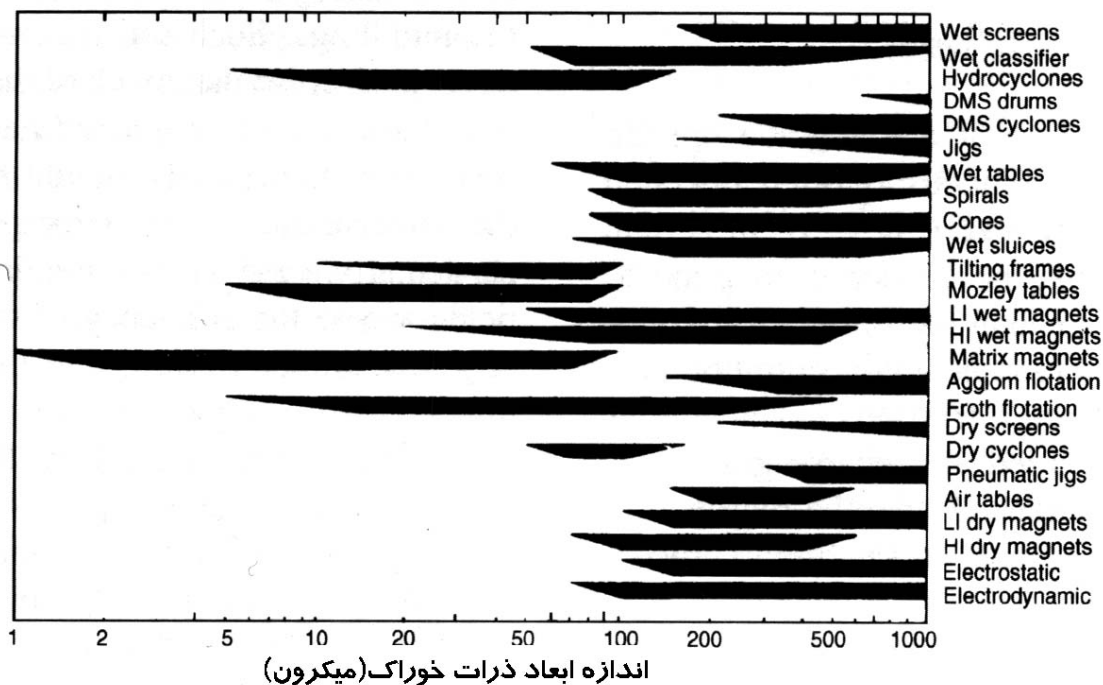


شکل ۱-۵- شمای کلی ترکیب عملیات در یک کارخانه فرآوری

○ شمای عملیات خطی ساده به‌صورت شکل ۱-۶ می‌باشد.



شکل ۱-۶- شمای عملیاتی خطی ساده

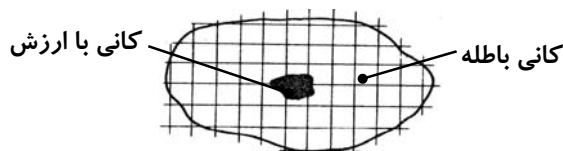


شکل ۱-۷- محدوده کاربرد مؤثر تکنیکهای متداول فرآوری مواد معدنی

## بازدهی عملیات کانه آرای (Efficiency of Mineral Processing Operations)

### ۱-۲- آزادسازی (Liberation)

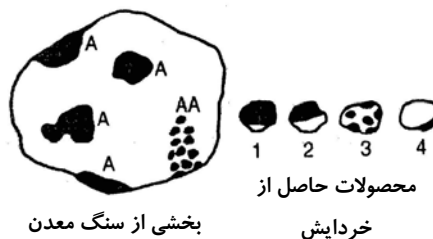
○ یکی از مهمترین اهداف خردایش، آزاد کردن کانیهای با ارزش از گانگ در بزرگترین اندازه ممکن است.



شکل ۱-۲- قفل‌شدگی کانی با ارزش و گانگ

○ **درجه آزادی (Degree of Liberation):** درصدی از کل کانی با ارزش که به صورت آزاد وجود دارد.

○ شکل ۲-۲ مقطع یک نمونه سنگ معدن را نشان می‌دهد که در آن مشکل آزادسازی دانه‌ها نشان داده شده است. مناطق A کاملاً از کانی با ارزش تشکیل شده است و منطقه AA غنی از کانی با ارزش می‌باشد که بطور گسترده‌ای در کانی باطله پراکنده شده است. فرآیند نرم‌کنی محدوده‌ای از ذرات کانی کاملاً آزاد تا ذرات باطله آزاد را تولید می‌کند. ذرات نوع ۱ غنی از کانی با ارزش بوده و به کنسانتره راه می‌یابند هر چند که قفل‌شدگی کمی با باطله دارند ولی در نهایت عیار آنها به عیار کنسانتره نزدیک‌تر است. ذرات نوع ۴ که به باطله راه پیدا می‌کنند به دلیل داشتن مقداری کانی با ارزش سبب کاهش بازیابی کانی با ارزش می‌شود. ذرات نوع ۲ و ۳ ذرات میانی (قفل شده) می‌باشند که در اثر خردایش مجدد و آزاد شدن کانیهای با ارزش می‌توانند به کنسانتره راه پیدا کنند.



شکل ۲-۲- مقطعی از ذرات کانسنگ

## ۲-۲- شاخص‌های ارزیابی عملیات جدایش

○ **عیار (Grade):** به محتوی محصول قابل فروش در محصول نهایی گفته می‌شود.

$$\text{عیار (\%)} = \frac{\text{وزن فلز در کنسانتره}}{\text{وزن کنسانتره}} \times 100$$

○ **بازیابی (Recovery):** به مقدار ماده یا عنصر با ارزش که به کنسانتره راه پیدا می‌کند، گفته می‌شود.

$$\text{بازیابی (\%)} = \frac{\text{مقدار فلز در کنسانتره}}{\text{مقدار فلز در خوراک}} \times 100$$

○ **نسبت پر عیار شوندگی (Ratio of Concentration; C.R.):** نسبت وزن خوراک به وزن کنسانتره و درجه مؤثر بودن فرآیند پرعیار سازی را نشان می‌دهد.

$$\text{C.R.} = \frac{\text{وزن خوراک}}{\text{وزن کنسانتره}}$$

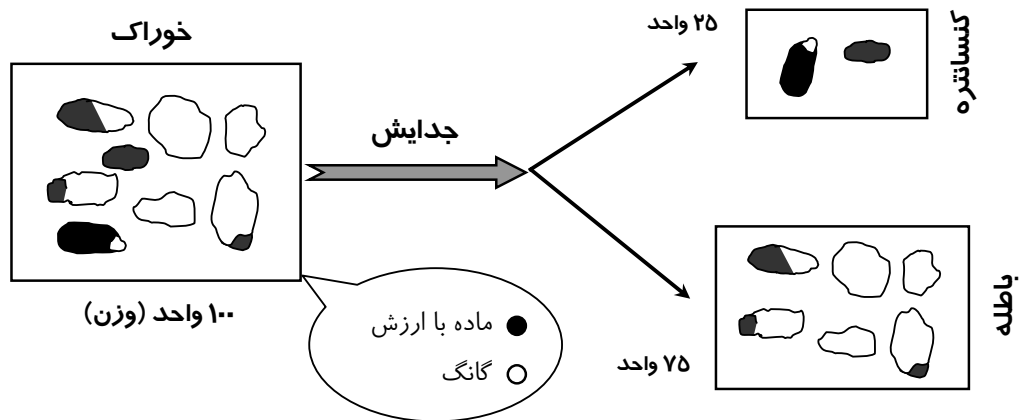
○ **نسبت غنی‌شدگی (Enrichment Ratio; E.R.):** به نسبت عیار کنسانتره به عیار خوراک، نسبت غنی‌شدگی گفته می‌شود.

$$\text{E.R.} = \frac{\text{عیار کنسانتره}}{\text{عیار خوراک}}$$



فرض کنید سنگ معدنی که از یک کانی با ارزش و گانگ تشکیل شده دارای وزن ۱۰۰ واحد باشد. اگر وزن کنسانتره حاصل از عملیات جدایش ۲۵ گرم باشد (۲۰ گرم کانی با ارزش و ۵ گرم گانگ) و وزن باطله ۷۵

گرم باشد (۶۵ گرم وزن گانگ و ۱۰ گرم کانی با ارزش)، عیار کنسانتره و بازیابی عملیات جدایش را تعیین کنید.



✍ حل:

$$\text{عیار کنسانتره (\%)} = \frac{\text{وزن کانی با ارزش در کنسانتره}}{\text{وزن کنسانتره}} \times 100 = \frac{20}{25} \times 100 = 80\%$$

$$\text{بازیابی (\%)} = \frac{\text{مقدار کانی با ارزش در کنسانتره}}{\text{مقدار کانی با ارزش در خوراک}} \times 100 = \frac{20}{30} \times 100 = 66.7\%$$



با توجه به اطلاعات داده شده زیر، در مورد کارآیی عملیات چه نظری می‌توان داد؟

(۱) عیار کنسانتره و نسبت پر عیار شونددگی بالا

(۲) بازیابی ۹۹٪

✍ حل:

حالت (۱)

عملاً جدایش صورت نگرفته، چون بازیابی تقریباً صفر است.

$$\text{نسبت پر عیار شونددگی} = \frac{\text{وزن خوراک}}{\text{وزن کنسانتره}}$$

$$\text{عیار (\%)} = \frac{\text{وزن فلز در کنسانتره}}{\text{وزن کنسانتره}} \times 100$$

$$\text{بازیابی (\%)} = \frac{\text{مقدار فلز در کنسانتره}}{\text{مقدار فلز در خوراک}} \times 100 \longrightarrow \text{صفر}$$

## حالت (۲)

اگر تمام خوراک به کنسانتره، بدون جدایش، منتقل شود بازیابی ۱۰۰٪ است و عیار تقریباً به عیار خوراک نزدیک است.

نتیجه: برای ارزیابی عملیات به هر دو پارامتر یعنی بازیابی و عیار احتیاج است.



حداکثر عیار محصول پرعیار شده (کنسانتره) مس را برای دو حالت زیر تعیین کنید.

(۱) کانه مس خالص است.

(۲) کانه کالکوپیریت ( $\text{CuFeS}_2$ ) است.

حل:

حالت (۱) 100%

## حالت (۲)

Cu وزن اتمی = 64

Fe وزن اتمی = 56

S وزن اتمی = 32

**CuFeS<sub>2</sub>**

$$64 + 56 + 2(32) = 184$$

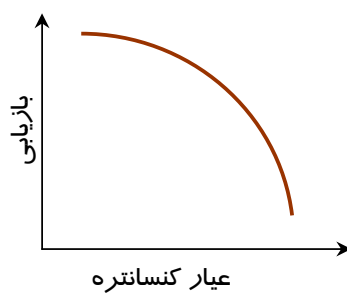
100

**Cu**

64

$$X \Rightarrow X = 34.78\%$$

○ در تمام فرآیندهای پرعیارکنی، رابطه عیار کنسانتره و بازیابی تقریباً عکس یکدیگر می‌باشد. (شکل ۲-۳)



شکل ۲-۳- رابطه عیار بازیابی





- در عملیات کانه آرایه، بالا نگه داشتن همزمان عیار و بازیابی هدف اصلی می باشد.
- استفاده از عیار و بازیابی به طور همزمان عمومی ترین روش ارزیابی متالورژیکی (نه اقتصادی) است.

عیار (%)	بازیابی (%)	
۲۶	۷۵	✓ بهترین وضعیت
۲۶	۶۳	
۲۹	۶۸	
۳۲	۶۸	✓ بهترین وضعیت

**سوال:** اگر نتایج یک آزمایش دارای عیار بالاتری ولی بازیابی پایین تری باشد، چگونه فرآیند برتر متالورژیکی انتخاب می شود؟

عیار (%)	بازیابی (%)
۲۸	۷۵
۲۲	۸۴

### ۳-۲- بازدهی جدایش (Separation Efficiency; S.E.)

#### ۳-۲-۱- روش اول

$$(S.E.) \text{ جدایش} = R_m - R_g$$

$R_m$ : درصد بازیابی کانه با ارزش

$R_g$ : درصد بازیابی گانگ به کنسانتره

- فرض کنید که مواد خوراک دارای عیار %  $f$  به کنسانتره با عیار فلز %  $c$  و عیار باطله %  $t$  تقسیم می شود.  $C$ ، کسری از کل وزن خوراک است که به کنسانتره منتقل می شود. در نتیجه:

$$R_m = \frac{\text{وزن فلز در کنسانتره}}{\text{وزن فلز در خوراک}} \times 100$$

$$R_m = \frac{\text{عیار فلز در کنسانتره} \times \text{وزن کنسانتره}}{\text{عیار فلز در خوراک} \times \text{وزن خوراک}} \times 100$$

$$R_m = \frac{\text{وزن کنسانتره}}{\text{وزن خوراک}} \times \frac{c}{f} \times 100$$

$$R_m = C \times \frac{c}{f} \times 100$$

○ اگر حداکثر عیار قابل دسترسی فلز  $m\%$  فرض شود، در نتیجه:

فلز (%)	کانی با ارزش (%)
m	100
c	$X \Rightarrow X = \frac{c}{m} \times 100$

توجه:  $c$  همواره کوچکتر از  $m$  است.

$$\text{گانگ در کنسانتره (\%)} = 100 - \frac{c}{m} \times 100 = \frac{100(m-c)}{m}$$

$$\text{گانگ در خوراک (\%)} = \frac{100(m-f)}{m}$$

و به روش بالا:

$$R_g = \frac{\text{وزن گانگ در کنسانتره}}{\text{وزن گانگ در خوراک}} \times 100$$

$$R_g = \frac{\text{عیار گانگ در کنسانتره} \times \text{وزن کنسانتره}}{\text{عیار گانگ در خوراک} \times \text{وزن خوراک}} \times 100$$

$$R_g = C \times \frac{100(m-c)}{100(m-f)} \times 100$$

$$R_g = 100 C \times \frac{m-c}{m-f}$$

$$S.E. = 100 C \frac{m(c-f)}{f(m-f)}$$



یک کارخانه پرعیار کننده قلع، خوراکی را با  $1\%$  قلع فرآوری می کند. سه ترکیب مختلف عیار کنسانتره و بازیابی وجود دارد:

(۱) عیار بالا،  $63\%$  قلع با بازیابی  $62\%$

(۲) عیار متوسط،  $43\%$  قلع با بازیابی  $72\%$



۳ عیار پایین، ۲۱٪ قلع با بازیابی ۷۸٪

مشخص کنید کدام ترکیب عیار و بازیابی دارای بالاترین بازدهی جدایش (کارایی متالورژیکی) است.

✓ **حل:**

با فرض اینکه تمام قلع از کانی کاسیتريت (SnO<sub>2</sub>) تأمین شود:

	SnO <sub>2</sub>	Sn
وزن اتمی Sn = 119	119+2(16)=151	119
وزن اتمی O = 16		
	100	m ⇒ m=78.8%

حالت (۱)

$$R_m = 100 C \frac{c}{f}$$

$$62 = 100 C \frac{63}{1} \Rightarrow C = 98.4 \times 10^{-4}$$

$$S.E. = 100 C \frac{m(c-f)}{f(m-f)} = 100 \times 98.4 \times 10^{-4} \times \frac{78.8(63-1)}{1(78.8-1)} = 61.8 \Rightarrow S.E. = 61.8\%$$

حالت (۲)

$$72 = 100 C \frac{43}{1} \Rightarrow C = 1.67 \times 10^{-2}$$

$$S.E. = 100 \times 1.67 \times 10^{-2} \times \frac{78.8(43-1)}{1(78.8-1)} = 71.04 \Rightarrow S.E. = 71.04\%$$

حالت (۳)

$$78 = 100 C \frac{21}{1} \Rightarrow C = 3.714 \times 10^{-2}$$

$$S.E. = 100 \times 3.714 \times 10^{-2} \times \frac{78.8(21-1)}{1(78.8-1)} = 75.23 \Rightarrow S.E. = 75.23\%$$

✓ بنابراین بالاترین بازدهی جدایش برای تولید قلع با شرایط عیار پایین (۲۱٪ قلع) و بازیابی بالا (بازیابی ۷۸٪) قابل دستیابی است.

۲-۳-۲- روش دوم

۱۰۰ × بازیابی گانگ به باطله × بازیابی ماده با ارزش به کنسانتره = S.E.

موازنه جرم مواد:



$$F = C + T$$

$T$ : وزن باطله  
وزن کنسانتره  $C$ :  
 $F$ : وزن خوراک  
موازنه جرم فلز:

$$Ff = Cc + Tt$$

$t$  عیار باطله  
 $c$  عیار کنسانتره  
 $f$ : عیار خوراک

$$\frac{C}{F} = \frac{f-t}{c-t}, \quad \frac{T}{F} = \frac{f-c}{t-c}$$

$$\frac{100 \times \text{وزن فلز}}{\text{وزن فلز} + \text{وزن گانگ}} + \frac{100 \times \text{وزن گانگ}}{\text{وزن فلز} + \text{وزن گانگ}} = 100$$

$$100 - f = \text{عیار گانگ در خوراک}$$

$$100 - t = \text{عیار گانگ در باطله}$$

$$S.E. = \left( \frac{C}{F} \cdot \frac{c}{f} \right) \times \left( \frac{T}{F} \cdot \frac{100-t}{100-f} \right) \times 100$$

$$S.E. = \left( \frac{f-t}{c-t} \cdot \frac{c}{f} \right) \times \left( \frac{f-c}{t-c} \cdot \frac{100-t}{100-f} \right) \times 100$$

$$S.E. = \frac{c(f-t)(c-f)(100-t)}{f(c-t)^2(100-f)} \times 100$$



در کارخانه پرعیارکنی کرومیت فاریاب، سه روش برای فرآوری پیشنهاد شده است. کدام روش بالاترین کارایی متالورژیکی را داراست.

عیار (%)	بازیابی (%)	
۴۳	۸۰	روش اول
۴۰	۸۶	روش دوم
۳۸	۸۹	روش سوم

حل:

$$C_1 = 0.0186f$$

$$C_2 = 0.0215f$$

$$C_3 = 0.0234f$$

$$S.E._1 = 1.86(43 - f) \times A$$

$$S.E._2 = 2.15(40 - f) \times A$$

$$S.E._3 = 2.34(38 - f) \times A$$

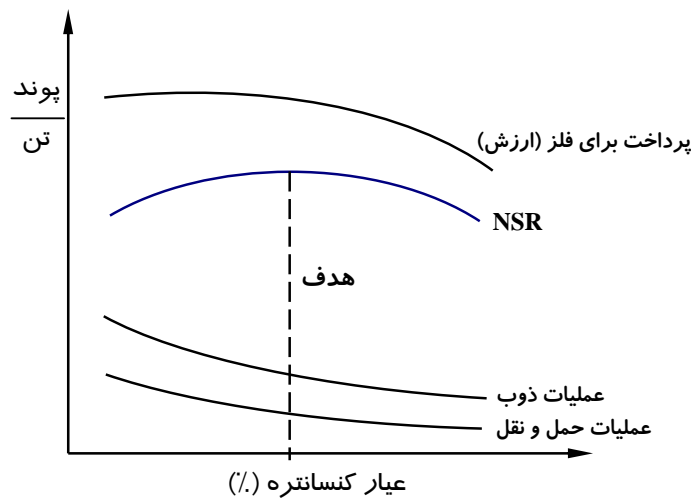
تا زمانی که عیار خوراک ورودی کمتر از ۱۵/۳۷٪ باشد، روش سوم از نظر متالورژیکی برتر است. البته بعید به نظر می‌رسد که عیار خوراک کارخانه‌ای بیش از ۱۵٪ باشد.

## ۲-۴- بازدهی جدایش و بهترین حالت اقتصادی

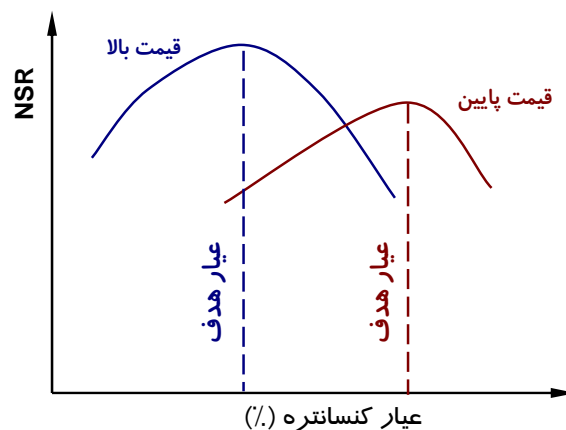
- از آنجایی که هدف از عملیات کانه‌آرایی، بالا بردن ارزش اقتصادی کانه است اهمیت رابطه عیار و بازیابی در فراهم کردن ترکیبی است که بالاترین سود را در فرآوری هر تن کانه به همراه دارد.
- عوامل مؤثر در این امر، قیمت روز فلز، هزینه حمل و نقل به کارخانه ذوب و هزینه ذوب می‌باشند.
- بازده خالص از کارخانه ذوب (Net Smelter Return; NSR) برای هر ترکیب بازیابی-عیار از رابطه زیر قابل محاسبه است:

$$\text{NSR} = \text{هزینه حمل و نقل} - \text{هزینه ذوب} - \text{ارزش فلز تولید شده}$$

- تغییرات ارزش فلز (پرداخت) و هزینه‌ها به‌ازای عیارهای مختلف در شکل ۲-۴ نشان داده شده است.

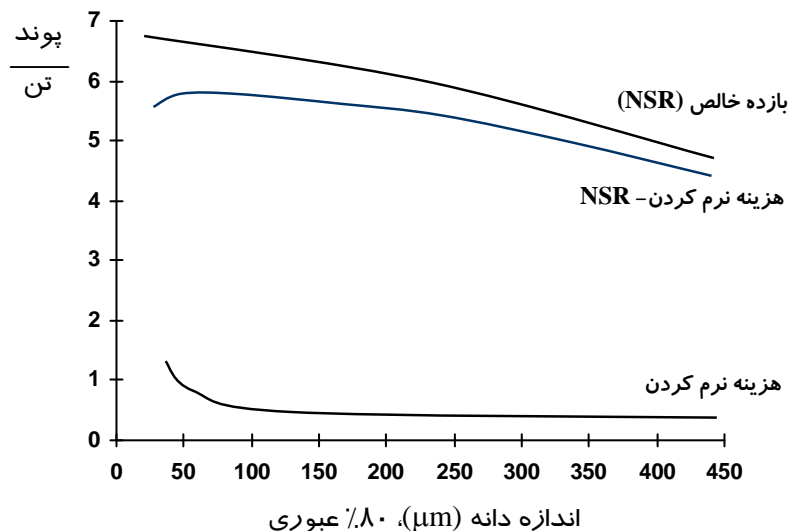


شکل ۲-۴- تغییرات ارزش فلز (پرداخت) و هزینه‌ها به‌ازای عیارهای مختلف



شکل ۲-۵- تأثیر قیمت فلز روی منحنی NSR و عیار کنسانتره

○ نرم کردن بالاترین مصرف انرژی را به همراه دارد.



شکل ۲-۶- تأثیر ریزی نرم کردن بر بازده خالص و هزینه‌های خردایش



کارخانه‌ای خوراک قلع با عیار ۱٪ را فرآوری می‌کند. سه ترکیب عیار و بازیابی وجود دارد:

(۱) عیار بالا، ۶۳٪ قلع با بازیابی ۶۲٪

(۲) عیار متوسط، ۴۲٪ قلع با بازیابی ۷۲٪

(۳) عیار پایین، ۲۱٪ قلع با بازیابی ۷۸٪

با فرض اینکه کنسانتره عاری از ناخالصی آرسنیک است و هزینه حمل و نقل به کارخانه ذوب ۲۰ پوند بر تن کنسانتره خشک است، بازده خالص از کارخانه ذوب را با توجه به قرار داد پایین برای هر سه ترکیب محاسبه کنید.

ارزش قلع: ۸۵۰۰ پوند بر تن

هزینه ذوب: ۳۸۵ پوند بر هر تن کنسانتره خشک

ارزش گذاری قلع: با کم کردن ۱ واحد بر هر تن کنسانتره خشک

حل:

حالت ۱

$$R_m = 100 C \frac{c}{f} \Rightarrow 62 = 100 C \frac{63}{1} \Rightarrow C = 9.841 \times 10^{-3}$$

$$C = \frac{\text{وزن کنسانتره}}{\text{وزن خوراک}} \Rightarrow 9.841 \times 10^{-3} = \frac{\text{وزن کنسانتره}}{1 \text{ تن}} \Rightarrow \text{وزن کنسانتره} = 9.841 \times 10^{-3} \text{ تن}$$

$$\text{پوند ارزش} = 9.841 \times 10^{-3} \times \frac{(63-1)}{100} \times 8500 = 51.86$$

$$\text{پوند هزینه ذوب} = 9.841 \times 10^{-3} \times 385 = 3.79$$

$$\text{پوند هزینه حمل و نقل} = 9.841 \times 10^{-3} \times 20 = 0.197$$

$$NSR = 51.86 - 0.197 - 3.79 = 47.87 \text{ پوند}$$

همین کار را برای حالت‌های ۲ و ۳ انجام داده و بیشترین مقدار NSR، جواب مورد نظر خواهد بود.

حالت	NSR (پوند)
۱	47.87
۲	52.79
۳	48.10

✓ بهترین حالت (اقتصادی)

عیار (%)	بازیابی (%)	پرداختی (پوند)	هزینه ذوب (پوند)	هزینه حمل و نقل (پوند)	NSR (پوند)
63	62	51.86	3.79	0.197	47.87
42	72	59.73	6.6	0.343	52.79
21	78	63.14	14.3	0.743	48.10

نکته: با حساب عیار ۱٪ قلع خوراک، ارزش نهفته یک تن خوراک برابر است با:

$$\text{پوند} = 85 = 1 \text{ تن} \times 1/100 \times 8500$$

ولی در نهایت ۵۲/۷۹ پوند به معدن می‌رسد که برابر است با:

$$\frac{52.79}{85} \times 100 = 62.11\%$$



در مثال قبل، اگر هزینه‌های معدنکاری و کانه‌آرایه به ترتیب، ۴۰ پوند و ۸ پوند بر تن باشد، برای حالت دوم (عیار ۴۲٪) معدنی با ظرفیت ۵۰۰ تن در روز، در سال چقدر سود خواهد کرد.

حل:

$$\text{تن/پوند} = 4.79 = 8 - 40 - 52.79$$

$$\text{پوند} = 874175 = 365 \times \text{تن} \times 500 = 4.79 \times \text{تن/پوند} = \text{سود سالانه}$$

## ۲-۵- بازدهی اقتصادی

○ بازدهی اقتصادی از طریق مقایسه بازده خالص از هر تن کانه در حالت واقعی با درآمد تئوریک (با فرض کانه‌آرایی ایده‌آل یعنی جدایش کامل کانی با ارزش به کنسانتره و گانگ به باطله) محاسبه می‌شود.



بازدهی اقتصادی یک پرعیارکننده قلع که خوراکی با عیار ۱٪ قلع را به کنسانتره ۴۲٪ قلع با بازیابی ۷۲٪ تبدیل می‌کند، محاسبه کنید.

**حل:**

بازیابی ۱۰۰٪ قلع به کنسانتره‌ای با عیار ۷۸/۸٪ با فرض کانه‌آرایی ایده‌آل قابل دستیابی است.

تذکر: ۷۸/۸٪، حداکثر عیار ممکن در کنسانتره کاسیتريت می‌باشد.

$$R_m = 100 C \frac{c}{f} \Rightarrow 100 = 100 C \frac{78.8}{1} \Rightarrow C = 12.7 \times 10^{-3}$$

$$\text{تن} = 12.7 \times 10^{-3} = \text{وزن کنسانتره بازاء یک تن خوراک}$$

$$\text{پوند} = 83.985 = 12.7 \times 10^{-3} \times \frac{(78.8 - 1)}{100} \times 8500 = \text{ارزش}$$

$$\text{پوند} = 4.9 = 12.7 \times 10^{-3} \times 385 = \text{هزینه ذوب}$$

$$\text{پوند} = 0.254 = 12.7 \times 10^{-3} \times 20 = \text{هزینه حمل و نقل}$$

$$NSR = 83.985 - 4.9 - 0.254 = 78.84 \text{ پوند}$$

NSR حالت واقعی که در مثال قبل محاسبه شد برابر با ۵۲/۸ پوند بود. در نتیجه:

$$\text{بازدهی اقتصادی} = \frac{52.8}{78.84} \times 100 = 67\%$$



ارقام زیر از یک کارخانه پرعیارکننده مس و روی بدست آمده است:

عیار مس (%)      عیار روی (%)

۱/۹۴

۰/۷

خوراک





کنسانتره مس	۲۴/۶	۳/۴۰
کنسانتره روی	۰/۴	۴۹/۷

اندازه‌گیری دبی جرمی نشان داد که ۲/۶٪ وزن خوراک به کنسانتره مس و ۳/۵٪ به کنسانتره روی منتقل می‌شود. بازدهی اقتصادی کلی را برای شرایط ساده شده زیر محاسبه نمایید.

مس	<p>قیمت مس: ۱۰۰۰ پوند بر تن</p> <p>پرداخت کارخانه ذوب: ۹۰٪ محتوی مس</p> <p>هزینه عمل آوری کارخانه ذوب: ۳۰ پوند بر تن کنسانتره</p> <p>هزینه حمل و نقل: ۲۰ پوند بر تن کنسانتره</p>
روی	<p>قیمت روی: ۴۰۰ پوند بر تن</p> <p>پرداخت کارخانه ذوب: ۸۵٪ محتوی روی</p> <p>هزینه عمل آوری کارخانه ذوب: ۱۰۰ پوند بر تن کنسانتره</p> <p>هزینه حمل و نقل: ۲۰ پوند بر تن کنسانتره</p>

✍️ حل:

**حالت اول:** با فرض کانه‌آرایی ایده‌آل (بازیابی ۱۰۰٪ و بالاترین عیار ممکن).

**الف)** اگر تمامی مس از کانی کالکوپیریت ( $\text{CuFeS}_2$ ) بدست آید در نتیجه بالاترین عیار ممکن ۳۴/۷۸٪ (کالکوپیریت خالص) خواهد بود (در چند مثال قبل مشخص شده است).  
اگر C وزن کنسانتره مس برای ۱ تن خوراک با بازیابی ۱۰۰٪ باشد، در نتیجه:

$$R_m = 100 C \frac{c}{f} \Rightarrow 100 = 100 C \frac{34.78}{0.7} \Rightarrow C = 0.0201$$

تن ۰.۰۲۰۱ = وزن کنسانتره بازاء یک تن خوراک

$$\text{پوند } 6.29 = 1000 \times \frac{34.78}{100} \times 0.0201 \times 0.9 = \text{پرداختی (ارزش)}$$

$$\text{پوند } 0.603 = 30 \times 0.0201 = \text{هزینه ذوب}$$

$$\text{پوند } 0.402 = 20 \times 0.0201 = \text{هزینه حمل و نقل}$$

$$\text{پوند } 5.285 = 6.29 - 0.402 - 0.603 = \text{NSR}$$



ب) اگر اسفالریت کانی تأمین کننده تمامی روی باشد، در نتیجه بالاترین عیار روی ۶۷٪ (اسفالریت خالص) خواهد بود:

	ZnS	Zn
Zn وزن اتمی = 65	65 + 32 = 97	65
S وزن اتمی = 32		
	100	$X \Rightarrow X = 67\%$

اگر Z وزن کنسانتره روی بر هر تن خوراک با بازیابی ۱۰۰٪ باشد، در نتیجه:

$$R_m = 100 Z \frac{c}{f} \Rightarrow 100 = 100 Z \frac{67}{1.94} \Rightarrow Z = 0.0289$$

تن 0.0289 = وزن کنسانتره بازاء یک تن خوراک

$$\text{پوند } 6.58 = 400 \times \frac{(67)}{100} \times 0.0289 \times 0.85 = \text{پرداختی (ارزش)}$$

$$\text{پوند } 2.89 = 100 \times 0.0289 = \text{هزینه ذوب}$$

$$\text{پوند } 0.578 = 20 \times 0.0289 = \text{هزینه حمل و نقل}$$

$$NSR = 6.58 - 0.578 - 2.89 = 3.11 \text{ پوند}$$

$$\text{پوند } 8.4 = 5.285 + 3.11 = \text{کل بازده خالص از مس و روی}$$

**حالت دوم:** کانه‌آرایی واقعی.

با محاسبات مشابه:

$$\text{پوند } 4.46 = NSR \text{ (مس)}$$

$$\text{پوند } 1.71 = NSR \text{ (روی)}$$

$$\text{پوند } 6.17 = 4.46 + 1.71 = NSR \text{ (کل)}$$

بنابراین، بازدهی اقتصادی کلی برابر است با:

$$\text{بازدهی اقتصادی} = \frac{6.17}{8.4} \times 100 = 73.45\%$$

## مقدار نمونه لازم برای حسابرسی متالورژیکی (Sample Weight for Metallurgical Accounting)

### ۳-۱- مقدمه

○ منظور از حسابرسی متالورژیکی، تعیین توزیع محصولات کارخانه است که ملزومات آن: ۱- نمونه‌گیری و تعیین عیار ۲- اندازه‌گیری مقدار دبی ۳- دانسیته و اندازه ذرات می‌باشد.

### ۳-۲- نمونه‌گیری و توزین

- نمونه‌ای که تهیه می‌شود باید نمایانگر کلیه خواص ماده معدنی باشد که قرار است فرآوری شود.
- مشکل نمونه‌برداری در مراحل اولیه به جهت دامنه وسیع اندازه ذرات و ناهمگن بودن آنهاست.

### ۳-۲-۱- تأثیر مقدار نمونه بر خطای حاصله از نمونه‌برداری

○ نتایج حاصله از برنامه کامپیوتری نمونه‌برداری از یک کانه فرضی که ۵۰٪ آن کانی با ارزش و ۵۰٪ آن گانگ است (در هر مرحله ۱۰۰ بار نمونه‌گیری شده است)، در جدول زیر خلاصه شده است که با توجه به آن دیده می‌شود با افزایش وزن نمونه، مقدار خطا کاهش می‌یابد.

جدول ۳-۱- نتایج حاصل از برنامه کامپیوتری نمونه‌برداری از یک کانه فرضی (۵۰٪ کانی با ارزش و ۵۰٪ گانگ)

وزن نمونه (گرم)	متوسط عیار (%)	تعداد عیارها در بین ۵٪	حداکثر خطا (%)
۱۰	۴۶/۷	۱۴	۸۸/۵۵
۱۰۰	۴۹/۷	۲۴	۴۵/۶۰
۵۰۰	۵۰/۳۵	۳۷	۱۸/۳۷
۳۵۰۰	۴۹/۸۲	۹۳	۷/۰۹
۱۰۰۰۰	۴۹/۹۷	۹۹	۵/۰۱

### ۳-۲-۲- محاسبه حداقل مقدار نمونه مورد نیاز (فرمول جی) (Gy's Equation)

$$\frac{ML}{L-M} = \frac{Cd^3}{R^2}$$

$M$ : کمترین مقدار نمونه مورد نیاز (g)

$L$ : وزن موادی است که بایستی نمونه‌گیری شود (g)

$C$ : ثابت نمونه‌گیری ( $g/cm^3$ )

$d$ : اندازه بزرگترین ذره‌ای که قرار است نمونه‌گیری شود (cm)

$R$ : نشان‌دهنده خطای نمونه‌گیری است (انحراف معیار نسبی)

$$\lim_{L \rightarrow \infty} \frac{ML}{L-M} = \frac{ML}{L\left(1 - \frac{M}{L}\right)} = \lim_{L \rightarrow \infty} \frac{M}{1 - \frac{M}{L}} = M$$

بنابراین:

$$M = \frac{Cd^3}{R^2}$$



عیار اندازه‌گیری شده ماده معدنی در دسته‌های مختلف طبقه‌بندی شده و در جدول آورده شده است. این مقادیر برای رسم توزیع فراوانی عیارها بکار می‌رود.

عیار	تکرار	تکرار نسبی
۲۰-۲۲	۱	۰/۰۱
۲۲-۲۴	۵	۰/۰۵
۲۴-۲۶	۹	۰/۰۹
۲۶-۲۸	۱۶	۰/۱۶
۲۸-۳۰	۱۹	۰/۱۹
۳۰-۳۲	۲۰	۰/۲۰
۳۲-۳۴	۲۵	۰/۲۵
۳۴-۳۶	۵	۰/۰۵
مجموع	۱۰۰	۱/۰۰

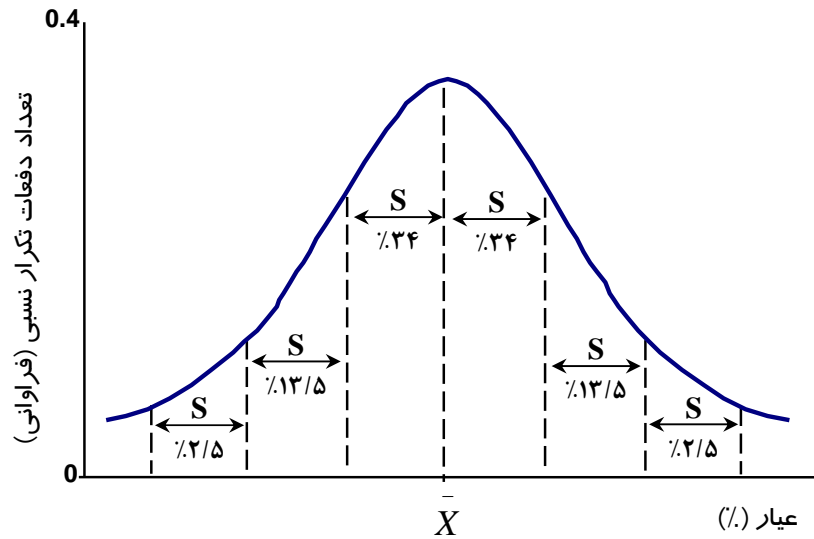
$$S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}{n-1}}$$

$\bar{X}$ : عیار متوسط

$S$ : انحراف معیار

مثلاً برای پیدا کردن  $\bar{X}$  در مثال بالا، میانگین هر ردیف عیار در تکرار ضرب شده و مجموع آنها بر کل تکرارها تقسیم می‌شود.

۳-۲-۳- انحراف معیار (S; Standard Deviation)



شکل ۳-۱- نمودار فراوانی عیار

سطح اطمینان	عیار (%)
۶۸٪	$28.9 \pm 0.3$ $28.6 < X < 29.2$
۹۵٪	$28.9 \pm 2 \times 0.3$ $28.3 < X < 29.5$
۹۹٪	$28.9 \pm 3 \times 0.3$ $28.0 < X < 29.8$

اگر: عیار متوسط = ۲۸/۹٪

انحراف معیار (S) = ۰/۳٪

حد اطمینان ۶۸٪  $\Rightarrow$  ۶۸ دفعه از ۱۰۰ بار اندازه‌گیری  $\Rightarrow X = \bar{X} \pm S$

حد اطمینان ۹۵٪  $\Rightarrow$  ۹۵ دفعه از ۱۰۰ بار اندازه‌گیری  $\Rightarrow X = \bar{X} \pm 2S$

حد اطمینان ۹۹٪  $\Rightarrow$  ۹۹ دفعه از ۱۰۰ بار اندازه‌گیری  $\Rightarrow X = \bar{X} \pm 3S$

$$R = \frac{S}{\bar{X}} \qquad R = \frac{0.3}{28.9}$$



انحراف معیار نسبی (R) را برای سنگ معدنی حاوی مس با عیار ۱/۹ تا ۲٪ در سطح اطمینان ۹۵٪، محاسبه کنید.

حل:



$$4S = 2 - 1.9 = 0.1 \Rightarrow S = \frac{0.1}{4} = 0.025$$

$$\bar{X} = \frac{1.9 + 2}{2} = 1.95$$

$$R = \frac{S}{\bar{X}} = \frac{0.025}{1.95} = 0.013$$

### ۳-۲-۴- ثابت نمونه گیری (C; Sampling Constant)

$$C = fglm$$

$f$ : فاکتور شکل ذرات، معمولاً عدد ۰/۵ به آن تخصیص داده می شود.

جدول ۳-۲- مقادیر فاکتور شکل ذرات در فرمول ثابت نمونه گیری

ورقه ای	دراز	چهار گوش	شبه کروی (دایره ای)	کروی	شکل ذرات
۰/۵	۰/۶	۰/۷	۰/۸	۱	فاکتور $f$

$g$ : فاکتور دامنه دانه بندی. اگر ۰/۹۵ وزنی نمونه شامل ذرات زیر  $d$  سانتیمتر و ۰/۹۵ وزنی نمونه شامل ذرات درشت تر از  $d'$  سانتیمتر باشد، مقادیر  $g$  بصورت جدول ۳-۳ می باشد.

جدول ۳-۳- مقادیر فاکتور دامنه دانه بندی در فرمول ثابت نمونه گیری

مقدار $g$	دامنه دانه بندی
۰/۲۵	$\frac{d}{d'} > 4$ وسیع
۰/۵	$2 \leq \frac{d}{d'} \leq 4$ معمولی
۰/۷۵	$\frac{d}{d'} < 2$ کم
۱	$\frac{d}{d'} = 1$ تک دانه ای

$$l = \left(\frac{\ell}{d}\right)^{1/2}$$

$l$ : فاکتور آزادی،  $\ell$ : اندازه ای که در آن کانی با ارزش آزاد است.

$$m = \frac{1-a}{a} [(1-a)\gamma + at]$$

$m$ : فاکتور ترکیب کانی شناسی (وزن نمونه بازنه حجم کانی با ارزش) ( $g/cm^3$ )

$\gamma$ : وزن مخصوص کانه با ارزش ( $g/cm^3$ )

$t$ : وزن مخصوص گانگ ( $g/cm^3$ )

$a$ : کسری از مواد که شامل کانی با ارزش است



یک کارخانه فرآوری سرب با عیار ۰.۵٪ سرب، قرار است با دقت ۱٪/۰.۱ ± (۹۵ دفعه از ۱۰۰) نمونه برداری شود.

گالن از گانگ کوارتز در اندازه  $150 \mu m$  آزاد می شود. برای دو حالت زیر حداقل مقدار نمونه چقدر باید باشد؟

(۱) وقتی ذرات  $25mm$  هستند.

(۲) وقتی ذرات  $0.15mm$  هستند.

👉 حل:

حالت ۱

$$2S=0.1 \Rightarrow S=0.05$$

$$R = \frac{0.05}{5} \Rightarrow R = 0.01$$

$$l = \left(\frac{\ell}{d}\right)^{1/2} = \left(\frac{0.015}{2.5}\right)^{1/2} = 0.077$$

	PbS	Pb
Pb وزن اتمی = 207	239	207
S وزن اتمی = 32		
	$a$	$0.05 \Rightarrow a = 0.058$

$$\gamma = 7.5 g/cm^3, t = 2.65 g/cm^3 \Rightarrow m = \frac{1-0.058}{0.058} [(1-0.058)7.5 + 0.058 \times 2.65] \Rightarrow m = 117.2 g/cm^3$$

اگر فرض شود که کوچکترین اندازه ذره  $150$  میکرون باشد:

$$\frac{d}{d'} = \frac{25}{0.15} = 166.7 \Rightarrow g = 0.25$$

$$C = fglm \Rightarrow C = 0.5 \times 0.25 \times 0.077 \times 117.2 = 1.13 g/cm^3$$

$$M = \frac{Cd^3}{R^2} = 1.13 \times \frac{(2.5)^3}{(0.01)^2} \Rightarrow M = 176.56 kg$$

حالت ۲



اگر فرض شود که کوچکترین اندازه ذره ۵۰ میکرون باشد:

$$d/d' = 0.15/0.05 = 3 \Rightarrow g = 0.5$$

$$l = \left(\frac{\ell}{d}\right)^{1/2} = \left(\frac{0.015}{0.015}\right)^{1/2} = 1$$

$$C = 0.5 \times 0.5 \times 1 \times 117.2 = 29.45 \text{ g/cm}^3$$

$$M = 29.45 \times \frac{(0.015)^3}{(0.01)^2} \Rightarrow M = 1 \text{ g}$$



حداقل نمونه لازم برای کانه‌ای با عیار ۱٪ مس در صورتی که بزرگترین دانه کالکوپیریت  $300 \mu\text{m}$  باشد با انحراف معیار نسبی ۵٪ مس چه مقدار است؟ (بزرگترین اندازه ذره  $1/5 \text{ cm}$  است)

**حل:**

$$\text{دانسیتة کالکوپیریت} = 4.5 \text{ g/cm}^3$$

بنابراین برای ۱٪ کالکوپیریت:

$$m' = \frac{4.5}{0.01} = 450 \text{ g/cm}^3$$

۱٪ مس برابر با ۲/۹٪ کانی کالکوپیریت ( $\text{CuFeS}_2$ ) می‌باشد.

$$m = \frac{450}{2.9} = 155.2 \text{ g/cm}^3$$

$$l = \left(\frac{0.3 \text{ mm}}{15 \text{ mm}}\right)^{1/2} = 0.14$$

$$\frac{d}{d'} = \frac{15}{0.3} = 50 > 4 \Rightarrow g = 0.25$$

$$M = \frac{155.2 \times 0.14 \times 0.5 \times 0.25 \times (1.5)^3}{(0.05)^2} = 3666.6 \text{ g}$$

### ۳-۲-۵- حداقل نمونه لازم برای آنالیز سرندهی

○ فاکتور ترکیب کانی‌شناسی برای  $d_{95}$  در نظر گرفته می‌شود.

$$m = \frac{b}{0.05}$$

$b$ : دانسیته سنگ معدن

$$M = \frac{20 b f g d^3}{R^2}$$



g: فاکتور دانه‌بندی ۱ فرض می‌شود.



حداقل نمونه لازم برای آنالیز سردی خوراک آسیا ( $d_{95} = 1.5 \text{ cm}$ ) با انحراف معیار نسبی ۵٪ چه مقدار باید باشد؟ (دانسیته سنگ  $2/8 \text{ g/cm}^3$  در نظر گرفته می‌شود)

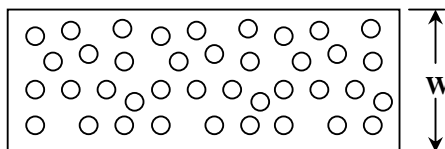
حل:

$$M = \frac{20 \times 2.8 \times 0.5 \times 1 \times (1.5)^3}{(0.05)^2} = 37800 \text{ g} \approx 38 \text{ kg}$$

### ۳-۳- سیستمهای نمونه‌گیری

#### ۳-۳-۱- شرایط

- صورت وسیله جمع‌کننده بایستی عمود بر جریان باشد.
- وسیله جمع‌کننده نمونه، تمام جریان را بیوشاند.
- وسیله جمع‌کننده نمونه با سرعت ثابت حرکت کند.
- وسیله جمع‌کننده به اندازه کافی بزرگ باشد بطوریکه:



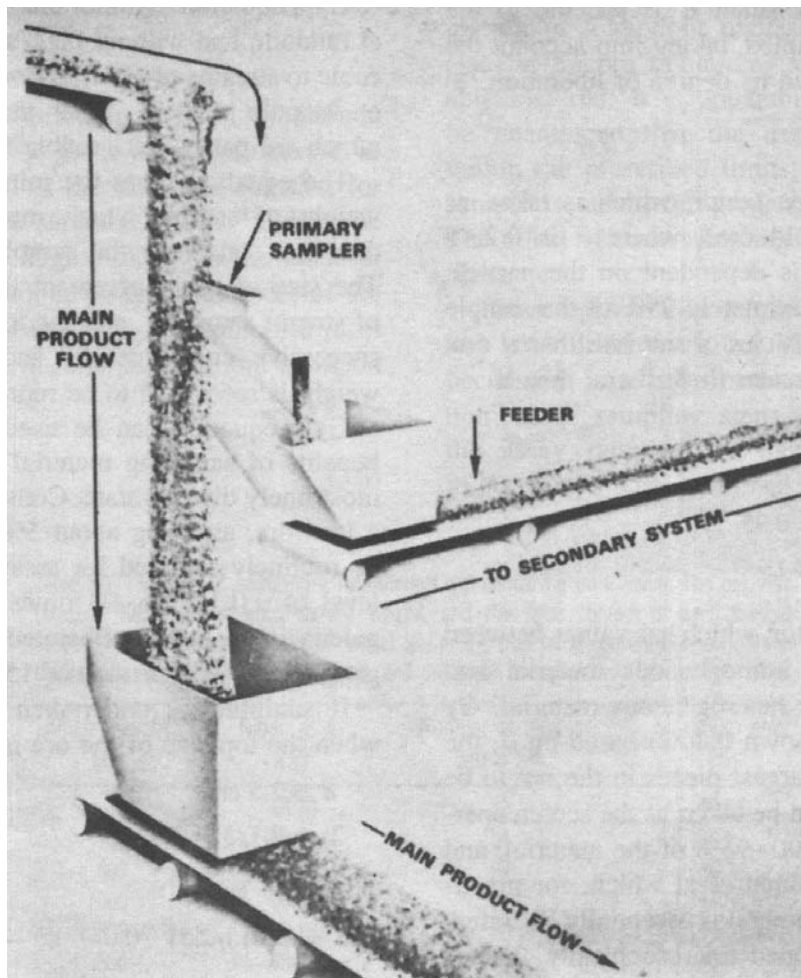
شکل ۳-۲- نمای بالا از یک وسیله نمونه‌گیر

$W$ : عرض نمونه‌گیر

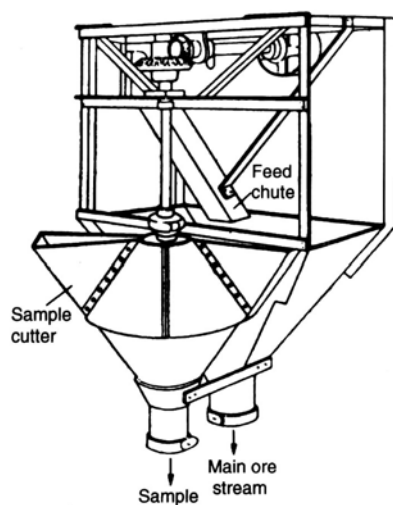
$d$ : اندازه ذرات

$W-d$ : عرض مؤثر نمونه‌گیر

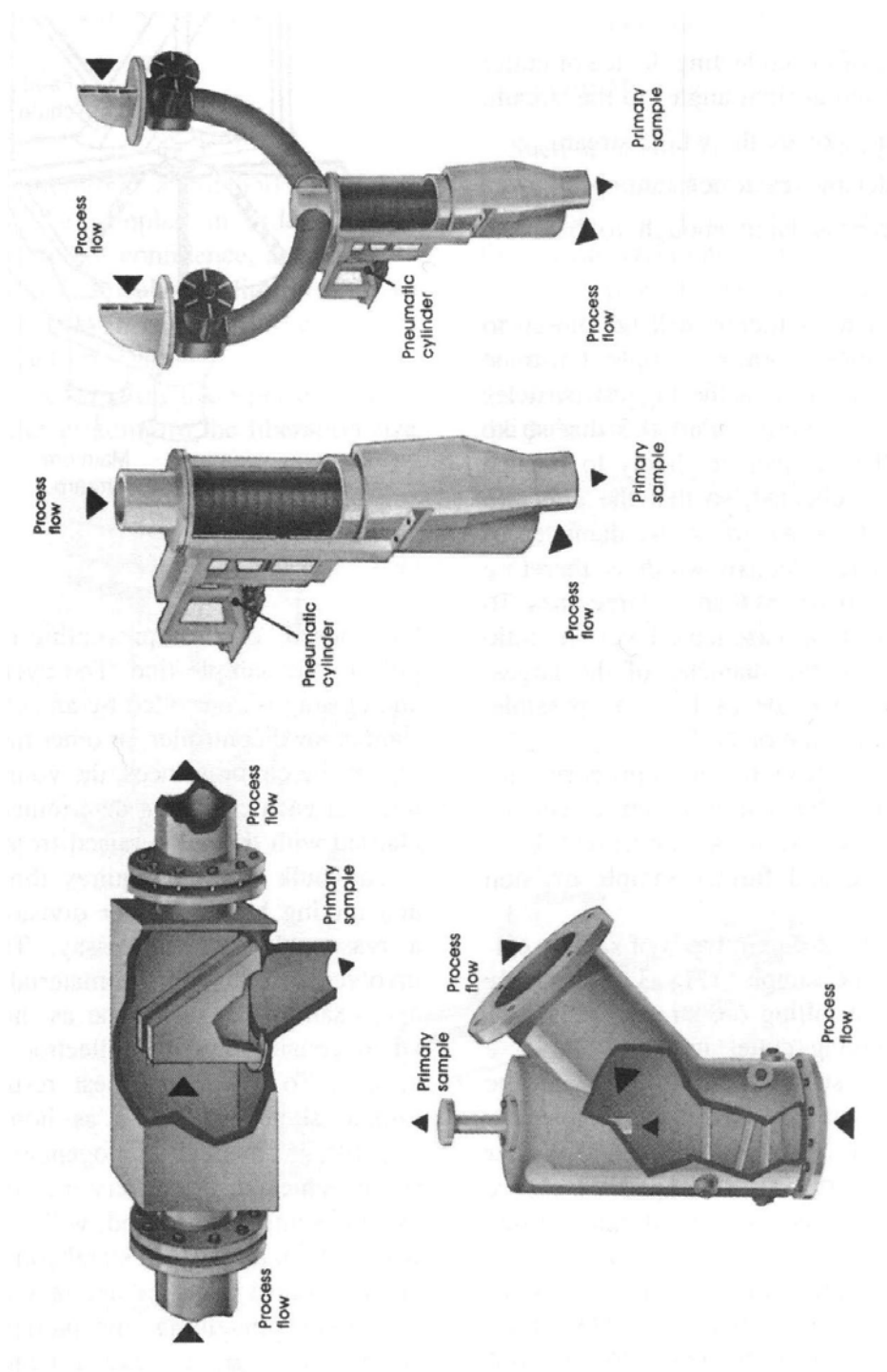
- در انتخاب وسیله نمونه‌گیر باید  $\frac{W}{d} > 20$  باشد.



شکل ۳-۳- سیستم نمونه گیری از نوارنقاله



شکل ۳-۴- نمونه گیر ویزن (Vezin)



شکل ۳-۵- نمونه گیرهای اتوماتیک پالپ Outokumpo

### ۳-۲- خرد کردن و نمونه برداری مرحله ای

- قبل از عیار سنجی، نمونه گرفته شده از ماده معدنی باید پس از خشک شدن، بصورت مرحله به مرحله خرد شده تا ابعاد ذرات به اندازه مجاز برای عیار سنجی برسد.

- وزن نمونه اولیه از هر مرحله خردایش به مرحله بعدی کاسته می‌شود.
- در خرد کردن مرحله‌ای، خطای تعیین وزن نمونه هر مرحله، در خطای کلی وزن نمونه تأثیرگذار است.

جدول ۳-۴- وزن نمونه در هر مرحله از نمونه‌گیری مرحله‌ای

مرحله	خطای نسبی	ابعاد ذرات نمونه	وزن نمونه
۱	$R_1^2$	۲۵mm	۷۰۶/۳kg
۲	$R_2^2$	۵mm	۱۲/۸Kg
۳	$R_3^2$	۱mm	۲۲۸/۰g
۴	$R_4^2$	۴۰ μm	۰/۰۴g

$$R_t^2 = R_1^2 + R_2^2 + R_3^2 + R_4^2$$

- اگر خطای نسبی در هر مرحله با یکدیگر برابر باشد، پس:

$$R_t^2 = 4R_1^2$$

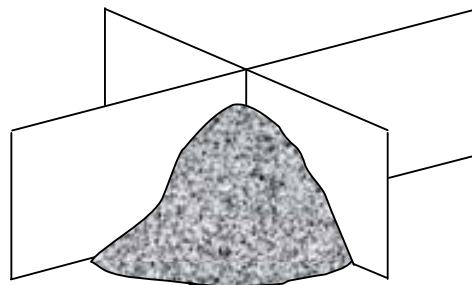
- در صورتیکه با سطح اطمینان ۹۵٪ نتیجه عیار سنجی نمونه نهایی ۱/۰۱ ± ۰/۵٪ باشد، خطای نسبی کلی برابر با ۰/۰۱ خواهد بود. بنابراین:

$$R_t = 0.01$$

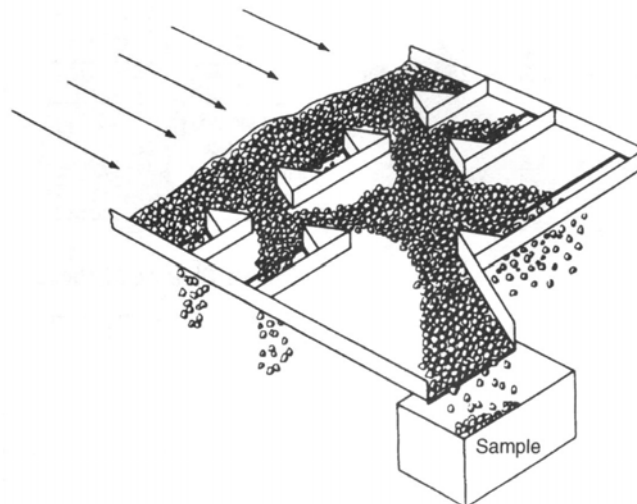
$$(0.01)^2 = 4R_1^2 \Rightarrow R_1^2 = 0.25 \times 10^{-4}$$

### ۳-۳-۳- روشهای تقسیم نمونه

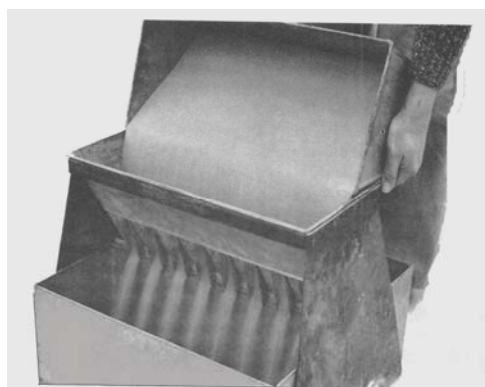
- مخروطی و چهار قسمت کردن (Coning and quartering)
- نمونه‌گیری میزی (Table sampling)
- نمونه‌گیر مجرایبی جونز (Jones riffle sampler)



شکل ۳-۶- نمونه‌گیر چهار قسمتی



شکل ۳-۷- نمونه گیر میزی



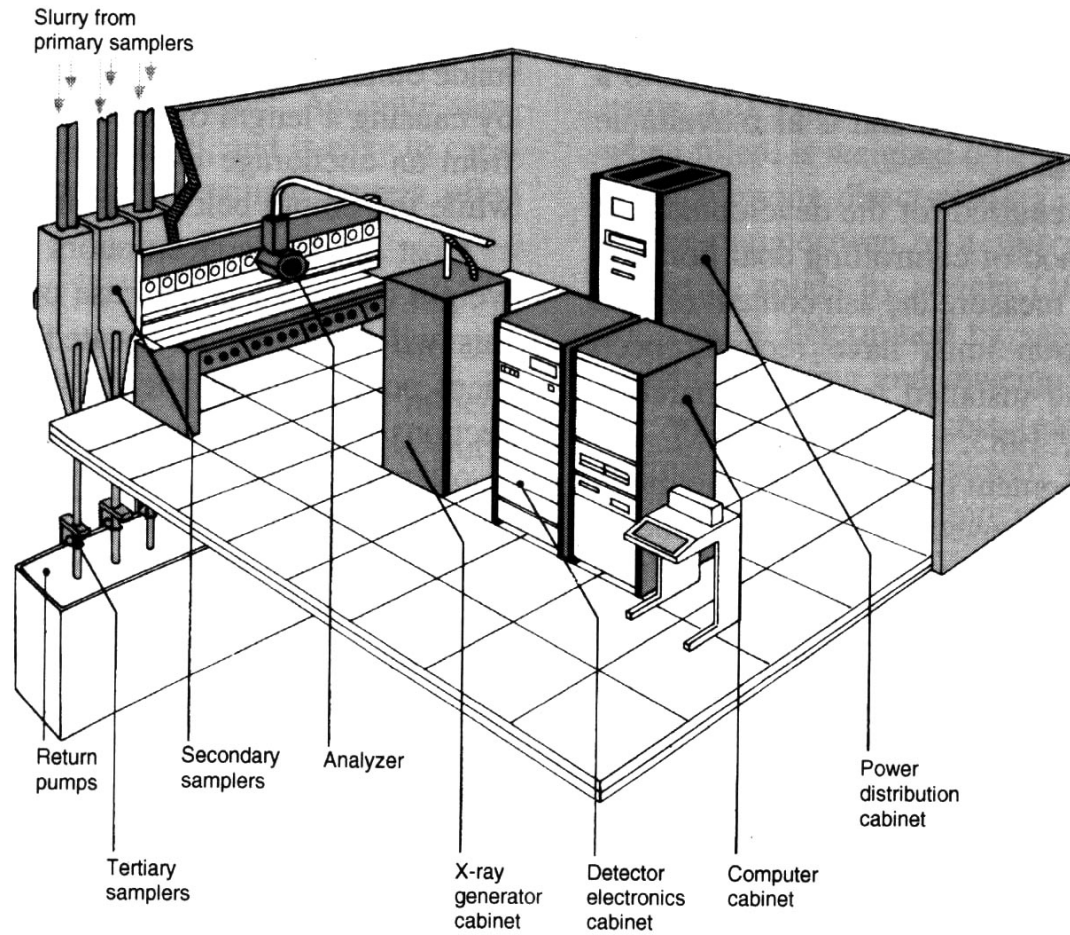
شکل ۳-۸- نمونه گیر مجرای

### ۳-۳-۴- آنالیز روی جریان (On-Stream Analysis)

- آنالیز فلورسانس اشعه X
- اشعه X مرکزی
- داخل جریان



شکل ۳-۹- مراحل آنالیز شیمیایی روی جریان



شکل ۳-۱- سیستم آنالیز کننده اشعه X روی جریان

### ۳-۴- توزین کانه (Weighting the Ore)

- توزین مواد در حال حرکت صورت می‌گیرد.
- محل معمول برای اندازه‌گیری وزن مواد در زیر نوار انتقال دهنده از واحد سنگ‌شکنی به واحد نرم‌کنی است.

## محاسبات مربوط به پالپها (Calculations Related to Slurry Streams)

### ۴-۱- مقدمه

- به مخلوط جامد و آب که از مرحله نرم‌کنی وارد سیستم می‌شود، پالپ، دوغاب، گل‌آب یا اسلاری گفته می‌شود.
- حجم مخازن در برگیرنده پالپ مهم است، زیرا زمان توقف در واحدهای عملیاتی را تعیین می‌کند.

$$\text{زمان توقف} = \frac{\text{حجم } (m^3)}{\text{دبی } (m^3/h)}$$



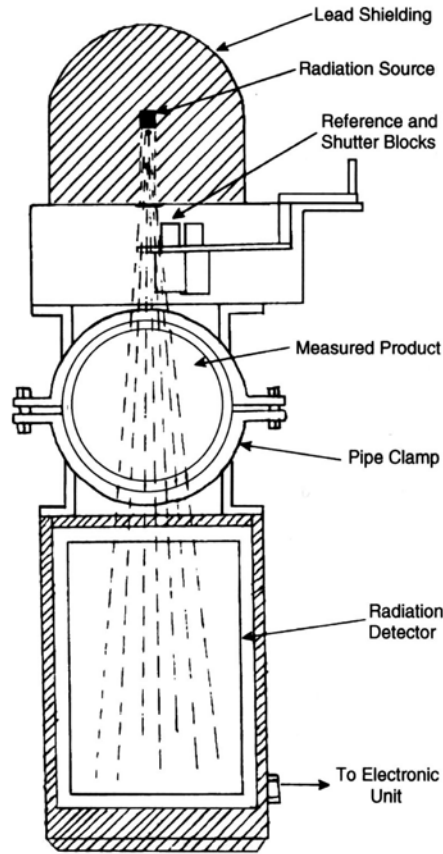
اگر  $120 m^3/h$  پالپ به یک تانک تنظیم‌کننده با حجم  $20 m^3$  وارد شود، زمان توقف ذرات در تانک را محاسبه کنید.

$$\text{زمان توقف} = \frac{\text{حجم } (m^3)}{\text{دبی } (m^3/h)} = \frac{20}{120} = \frac{1}{6} h = 10 \text{ min}$$

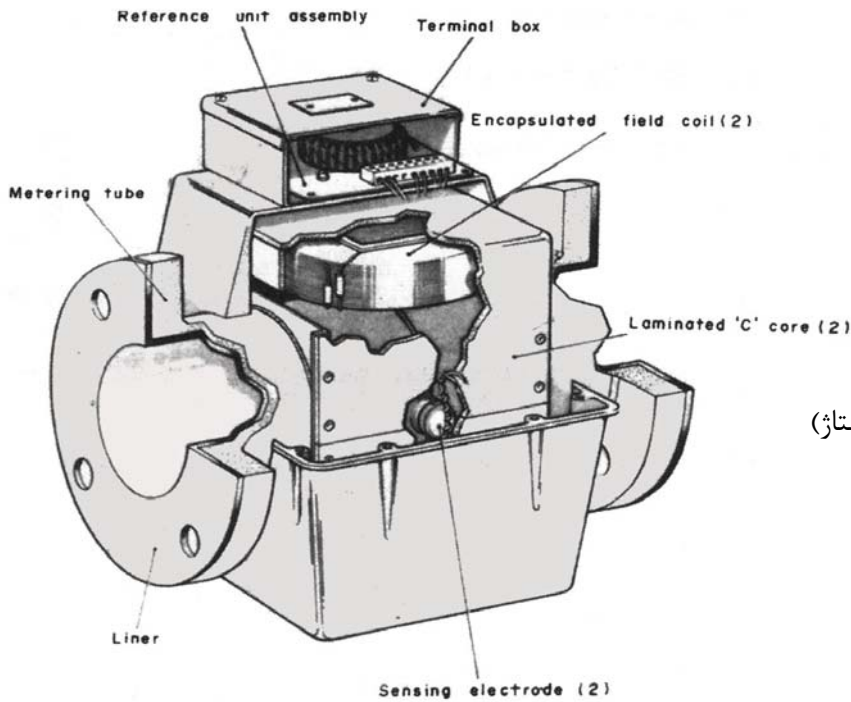
حل:

- اندازه‌گیری دانسیته پالپ توسط توزین حجم مشخصی از پالپ در ظرف استاندارد عملی می‌شود.

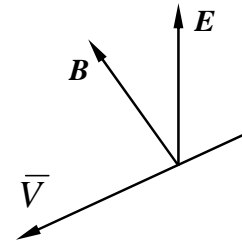
$$\text{دانسیته} = \frac{\text{جرم پالپ}}{\text{حجم ظرف}}$$



شکل ۴-۱- دانسیته سنج هسته‌ای



شکل ۴-۲- دبی سنج مغناطیسی



$$E = BD\bar{V}$$

$E$ : نیروی الکتروموتوری (ولتاژ)

$B$ : چگالی شار مغناطیسی

$D$ : قطر لوله

$\bar{V}$ : سرعت سیال





### ۴-۲- محاسبه درصد وزنی جامد پالپ با استفاده از دانسیته پالپ

$m_s$ : جرم جامد (kg)	$V_s$ : حجم جامد ( $m^3$ )	$X$ : درصد جامد بر حسب وزن
$m_w$ : جرم آب (kg)	$V_p$ : حجم پالپ ( $m^3$ )	$D$ : دانسیته پالپ ( $kg/m^3$ )
	$V_w$ : حجم آب ( $m^3$ )	$S$ : دانسیته جامد ( $kg/m^3$ )
		$W$ : دانسیته آب ( $kg/m^3$ )

$$V_p = V_s + V_w$$

اگر  $V_p = 1$  باشد، در نتیجه:

$$V_s + V_w = 1 \Rightarrow \frac{m_s}{S} + \frac{m_w}{W} = 1$$

$$X = \frac{m_s}{m_s + m_w} \times 100$$

$$D = \frac{m_s + m_w}{V_p} \Rightarrow m_s = D - m_w$$

$$X = \frac{D - m_w}{D - m_w + m_w} \times 100 = \frac{100(D - m_w)}{D} \Rightarrow m_w = D - \frac{XD}{100}$$

$$m_s = D - D + \frac{XD}{100} = \frac{XD}{100}$$

$$1 = \frac{\frac{XD}{100}}{S} + \frac{D - \frac{XD}{100}}{W}, \quad W = 1000 \frac{kg}{m^3} \Rightarrow X = \frac{100S(D - 1000)}{D(S - 1000)}$$

○ اگر  $F$  دبی حجمی پالپ ( $m^3/h$ ) باشد:

$$M = FD \frac{X}{100}$$

$$M = \frac{FS(D - 1000)}{(S - 1000)}$$

$M$ : دبی جرمی جامد خشک ( $kg/h$ )

### ۴-۳- نسبت رقیق شدن؛ رقت (Dilution Ratio)

$$\text{نسبت رقت} = \frac{\text{وزن آب}}{\text{وزن جامد}} = \frac{m_w}{m_s} = \frac{D - \frac{XD}{100}}{\frac{XD}{100}} = \frac{100 - X}{X}$$

وزن جامد  $\times$  نسبت رقت = وزن آب



یک جریان پالپ که شامل کوارتز است به داخل ظرف دانسیته سنج ۱ لیتری منحرف می‌شود، زمان لازم برای پر شدن ظرف ۷ ثانیه می‌باشد. دانسیته پالپ توسط یک ترازوی کالیبره شده  $1400 \text{ kg/m}^3$  تعیین شد. اگر دانسیته کوارتز  $2650 \text{ kg/m}^3$  باشد، درصد جامد وزنی و دبی جرمی کوارتز در پالپ را محاسبه کنید.

حل:

$$X = \frac{100S(D - 1000)}{D(S - 1000)} \Rightarrow X = \frac{100 \times 2650 \times (1400 - 1000)}{1400 \times (2650 - 1000)} = 45.9\%$$

$$F = \frac{1 \text{ lit}}{7 \text{ s}} \times \frac{3600 \text{ s}}{1 \text{ h}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{1000 \text{ lit}} = 0.51 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$M = 0.51 \times 1400 \times \frac{45.9}{100} = 327.73 \text{ kg/h} \quad \text{کوارتز وارد شده}$$



یک کارخانه فلوتاسیون  $50 \text{ t/h}$  ماده جامد را فرآوری می‌کند، پالپ خوراک شامل ۴۰٪ جامد بر حسب وزن است و برای ۵ دقیقه با مواد شیمیایی تنظیم می‌شود. حجم تانک مورد نیاز برای تنظیم را محاسبه کنید. (دانسیته جامد  $2700 \text{ kg/m}^3$ )

حل:

$$\text{دبی جرمی جامد در پالپ} = \frac{\text{دبی جرمی}}{\text{دانسیته}} = \frac{500 \times 1000 \text{ kg/h}}{2700 \text{ kg/m}^3} = 185.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{دبی جرمی آب در پالپ} = \text{نسبت رقت} \times \text{دبی جرمی جامد} = \frac{100 - 40}{40} \times 500 = 750 \text{ t/h}$$

$$\text{دبی حجمی آب} = \frac{750 \text{ t/h}}{1 \text{ t/m}^3} = 750 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{دبی حجمی پالپ} = 750 \text{ m}^3/\text{h} + 185.2 \text{ m}^3/\text{h} = 935.2 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{زمان توقف} = \frac{\text{حجم}}{\text{دبی حجمی}}$$

$$\text{حجم} = 5 \text{ min} \times \frac{1 \text{ h}}{60 \text{ min}} \times 935.2 \text{ m}^3/\text{h} = 77.9 \text{ m}^3$$

## موازنه جرم (Mass Balance)

### ۵-۱- روشهای موازنه جرم (Mass Balancing Methods)

○ برای کنترل عملیات لازم است محصولات بر حسب مواد و وزن ترکیبات حسابرسی شوند.  
موازنه کل مواد:

$$F = C + T$$

مواد ورودی      مواد خروجی

$F$ : وزن خوراک       $C$ : وزن کنسانتره       $T$ : وزن باطله

موازنه جرم فلز:

$$Ff = Cc + Tt$$

فلز ورودی      فلز خروجی

$f$ : درصد فلز در خوراک       $c$ : درصد فلز در کنسانتره       $t$ : درصد فلز در باطله

از ترکیب دو رابطه بالا:

$$Ff = Cc + (F - C)t$$

$$\text{نسبت پرعیار شوندگی (C.R.)} = \frac{F}{C} = \frac{c-t}{f-t}$$

$$\text{نسبت غنی شدگی (E.R.)} = \frac{c}{f}$$

$$\text{درصد بازیابی (R\%)} = \frac{\text{مقدار فلز در کنسانتره}}{\text{مقدار فلز در خوراک}} \times 100 = \frac{Cc}{Ff} \times 100$$

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



خوراک یک کارخانه فلوتاسیون شامل ۰/۸٪ مس می‌باشد. عیار مس کنسانتره و باطله به ترتیب برابر است با ۰/۱۵٪ و ۰/۲۵٪. بازیابی مس به کنسانتره، نسبت پرعیار شوندگی و نسبت غنی شدگی را محاسبه کنید.

حل:

$$f = 0.8\% \quad c = 25\% \quad t = 0.15\%$$

$$R = \frac{25(0.8 - 0.15)}{0.8(25 - 0.15)} \times 100 = 81.7\%$$

$$C.R. = \frac{F}{C} = \frac{c - t}{f - t} = \frac{25 - 0.15}{0.8 - 0.15} = 38.2$$

$$E.R. = \frac{c}{f} = \frac{25}{0.8} = 31.25$$

### ۵-۲- تراز متالورژیکی (Metallurgical Accounting)

تناژ ورودی و عیارهای خوراک، کنسانتره و باطله اطلاعات لازم برای آماده کردن تراز متالورژیکی می‌باشند.



در کارخانه‌ای ۲۱۰ تن در هر شیفت، موادی با عیار ۰/۲۵٪ برای تولید کنسانتره‌ای با عیار ۰/۴۰٪ فلز و باطله‌ای با عیار ۰/۲٪ فلز، استفاده می‌شود. تراز متالورژیکی این کارخانه را تشکیل دهید.

حل:

محصول	وزن (تن)	عیار (%)	وزن فلز (تن)	توزیع فلز (%)
خوراک	۲۱۰	۰/۲۵	$0.25 \times 210 = 52.5$	۱۰۰
کنسانتره	۱۲/۱	۰/۴۰	۴/۸۴	۹۲/۲
باطله	۱۹۷/۹	۰/۲	۰/۴	۷/۸

$$\frac{F}{C} = \frac{c - t}{f - t} \Rightarrow \frac{210}{C} = \frac{40 - 0.2}{2.5 - 0.2} \Rightarrow \text{تن وزن کنسانتره (C)} = 12.1$$

$$\text{تن باطله} = 210 - 12.1 = 197.9$$

**۵-۳- ارزیابی واقعی و مقادیر تلف شده فلز**

○ با اندازه‌گیری دقیق وزن کنسانتره و با محاسبه اختلاف آن با مقدار پیش‌بینی شده (محاسبه شده)، مقدار تلف شده فلز محاسبه می‌شود.



اگر مقدار کنسانتره در مثال قبل دقیقاً اندازه‌گیری شود و مقدار آن  $10/8$  تن باشد، تراز متالورژیکی را تشکیل دهید.

**حل:**

محصول	وزن (تن)	عیار (%)	وزن فلز (تن)	توزیع فلز (%)
خوراک	۲۱۰	۲/۵	۵/۲۵	۱۰۰
کنسانتره	۱۰/۸	۴۰	۴/۳۲	۸۲/۲۹
تلف شده محاسبه نشده	-	-	۰/۵۳	۱۰/۰۹
باطله	۱۹۹/۲	۰/۲	۰/۴	۷/۶۲

**۵-۴- استفاده از آنالیز اندازه ذرات در موازنه جرم**

○ هیدروسیکلونها و جداکننده‌های ثقلی تا حد زیادی عمل جدایش را بر حسب اندازه ذرات، در ارتباط با دانسیته انجام می‌دهند.



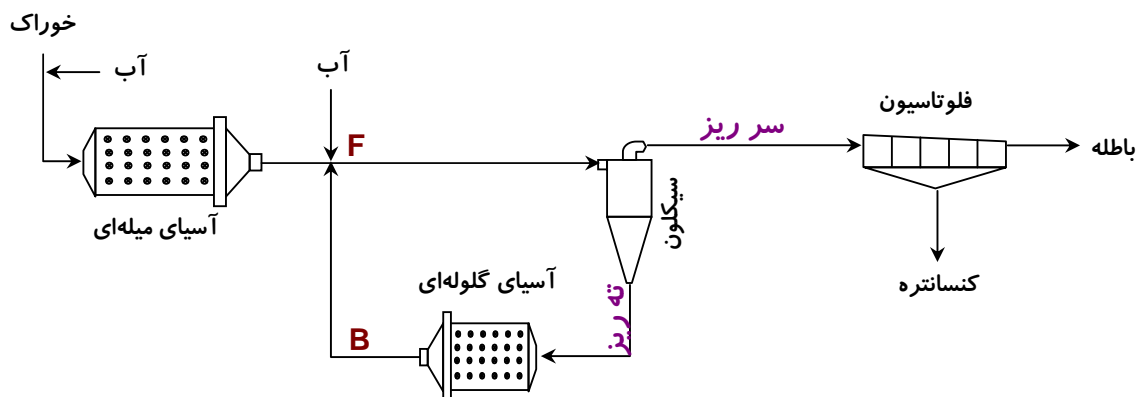
آسیای میله‌ای با دبی  $20 t/h$  جامد خشک (دانسیته  $2900 kg/m^3$ ) تغذیه می‌شود (شکل ۵-۱). خوراک سیکلون شامل ۳۵٪ جامد بر حسب وزن است و آنالیز دانه‌بندی برای درصد ذرات بالای  $250 \mu m$  بر روی خروجی آسیای میله‌ای، خروجی آسیای گلوله‌ای و خوراک سیکلون صورت گرفته و نتایج آن آورده شده است:

خروجی آسیای میله‌ای: ۲۶/۹٪

خروجی آسیای گلوله‌ای: ۴/۹٪

خوراک سیکلون: ۱۳/۸٪

دبی حجمی خوراک به سیکلون را محاسبه کنید.



شکل ۵-۱- مدار نرم‌کنی شامل آسیای میله‌ای، آسیای گلوله‌ای و سیکلون

حل:

$$\text{نسبت رقت} = \frac{100 - 35}{35} = 1.86$$

$$20 + B = F$$

$$20 \times 26.9 + B \times 4.9 = F \times 13.8 \Rightarrow F = 49.4 \text{ t/h}$$

$$\frac{49.4 \text{ t/h}}{2900 \text{ kg/m}^3} = 17 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{وزن آب} = 1.86 \times 49.4 = 91.89 \text{ t/h}$$

$$\text{دبی حجمی آب} = \frac{91.89 \times 1000 \text{ kg/h}}{1000 \text{ kg/m}^3} = 91.89 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{دبی حجمی خوراک به سیکلون} = 17 + 91.89 = 108.89 \text{ m}^3/\text{h}$$

### ۵-۵- استفاده از نسبت رقت در موازنه جرم

○ نقش آب به عنوان حمل کننده و همچنین محیطی که در آن عملیات جدایش صورت می‌گیرد، با اهمیت است.

○ مقدار آب برای هر عملیاتی متفاوت است. مثلاً: برای آسیای گلوله‌ای مقدار جامد باید بیش از ۶۵٪ باشد ولی در عملیات فلوتاسیون مقدار جامد ۲۰-۴۰٪ است.

- به منظور بهینه کردن ترکیب پالپ (درصد جامد پالپ) در مدارهای مختلف، عملیات‌های اضافه کردن آب و آبیگری انجام می‌شود.
- بطور متوسط در کارخانه کانه‌آرایه برای هر تن ماده، تقریباً دو تا سه تن آب مصرف می‌شود.

### ۵-۵-۱- سیکلون و موازنه جرم

$F$ : دبی جرمی جامد خوراک سیکلون ( $t/h$ )

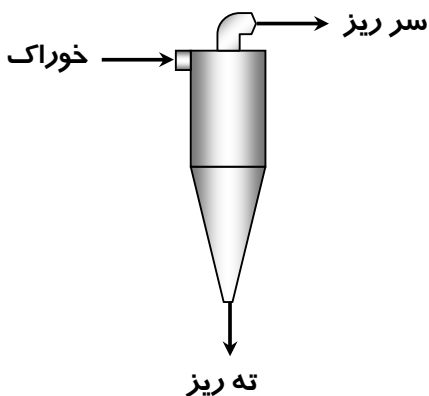
$f$ : درصد جامد خوراک (مخلوط ذرات ریز و درشت)

$V$ : دبی جرمی جامد سرریز سیکلون ( $t/h$ )

$v$ : درصد جامد سرریز (ذرات ریز)

$U$ : دبی جرمی جامد ته‌ریز سیکلون ( $t/h$ )

$u$ : درصد جامد ته‌ریز (ذرات درشت)



$$f' = \frac{100 - f}{f} \text{ نسبت رقت خوراک:}$$

$$v' = \frac{100 - v}{v} \text{ نسبت رقت سرریز:}$$

$$u' = \frac{100 - u}{u} \text{ نسبت رقت ته‌ریز:}$$

$$F = U + V$$

وزن آب ورودی به سیکلون برابر است با مجموع وزن آب سرریز و ته‌ریز. بنابراین:

$$Ff' = Uu' + Vv'$$

همچنین:

$$\frac{U}{F} = \frac{f' - v'}{u' - v'}$$



یک سیکلون با نرخ  $20 t/h$  جامد خشک خوراک‌دهی می‌شود. خوراک سیکلون شامل  $30\%$ ، ته‌ریز  $50\%$  و سرریز  $15\%$  جامد بر حسب وزن می‌باشد. تناژ جامد در ته‌ریز را در هر ساعت محاسبه کنید.

حل:

$$\frac{100-30}{30} = 2.33 \text{ نسبت رقت خوراک}$$

$$\frac{100-15}{15} = 5.67 \text{ نسبت رقت سرریز}$$

$$\frac{100-50}{50} = 1 \text{ نسبت رقت ته‌ریز}$$

$$20 = U + V \text{ موازنه مواد در سیکلون}$$

$$46.6 = U + 5.67(20 - U) \Rightarrow U = 14.3 \text{ t/h}$$



بار در گردش، مقدار آب اضافه شده به آسیای میله‌ای و خوراک سیکلون را در مدار شکل ۵-۱ محاسبه کنید.

خوراک به آسیای میله‌ای:  $55 \text{ t/h}$

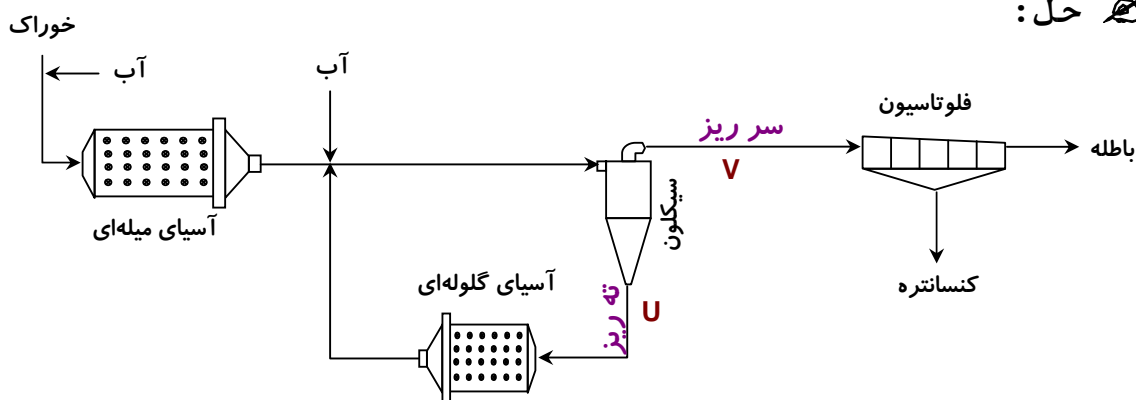
خروجی آسیای میله‌ای:  $62\%$  جامد

خوراک سیکلون:  $48\%$  جامد

سرریز سیکلون:  $31\%$  جامد

ته‌ریز سیکلون:  $74\%$  جامد

حل:



چون خروجی سیستم برابر ورودی است، در نتیجه دبی سرریز سیکلون برابر با  $55 \text{ t/h}$  می‌باشد.

موازنه آب در سیکلون:

$$(U + 55) \frac{100-48}{48} = U \frac{100-74}{74} + 55 \frac{100-31}{31} \Rightarrow U = 85.8 \text{ t/h}$$

$$\text{بار در گردش} = 85.8 \text{ t/h}$$

$$\text{نسبت بار در گردش} = \frac{85.8}{55} = 1.56$$



$$\text{آب اضافه شده به آسیای میله‌ای} = 55 \times \frac{100 - 62}{62} = 33.7 \text{ t/h}$$

$$\text{آب در سر ریز سیکلون} = 55 \times \frac{100 - 31}{31} = 122.42 \text{ t/h}$$

$$\text{آب مورد نیاز در خوراک سیکلون} = 122.42 - 33.7 = 88.7 \text{ t/h}$$



یک سیکلون آزمایشگاهی با پالپ حاوی کوارتز (دانسیته =  $2650 \text{ kg/m}^3$ ) با دانسیته پالپی معادل با  $1130 \text{ kg/m}^3$  تغذیه می‌شود. ته‌ریز دارای دانسیته پالپ  $1280 \text{ kg/m}^3$  و سرریز  $1040 \text{ kg/m}^3$  می‌باشد. یک نمونه ۲ لیتری ته‌ریز در مدت ۳/۱ ثانیه گرفته شد. دبی جرمی جامد خوراک به سیکلون را محاسبه کنید.

حل: 

$$\text{درصد جامد خوراک} = \frac{100S(D - 1000)}{D(S - 1000)} = \frac{100 \times 2650 \times (1130 - 1000)}{1130 \times (2650 - 1000)} = 18.5\%$$

$$\text{درصد جامد در ته‌ریز} = \frac{100 \times 2650 \times (1280 - 1000)}{1280 \times (2650 - 1000)} = 35.1\%$$

$$\text{درصد جامد در سرریز} = \frac{100 \times 2650 \times (1040 - 1000)}{1040 \times (2650 - 1000)} = 6.2\%$$

$$\text{نسبت رقت خوراک (f')} = \frac{100 - 18.5}{18.5} = 4.4$$

$$\text{نسبت رقت ته‌ریز (u')} = \frac{100 - 35.1}{35.1} = 1.8$$

$$\text{نسبت رقت سرریز (v')} = \frac{100 - 6.2}{6.2} = 15.1$$

$$\text{دبی حجمی ته‌ریز} = \frac{V}{t} = \frac{2 \text{ lit}}{3.1 \text{ s}} \times \frac{1000 \text{ lit}}{1 \text{ h}} \times \frac{1 \text{ m}^3}{3600 \text{ s}} = 2.32 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{دبی جرمی ته‌ریز} = 2.32 \text{ m}^3/\text{h} \times 1280 \text{ kg}/\text{m}^3 = 2.97 \text{ t}/\text{h}$$

$$\text{دبی جرمی جامد ته‌ریز} = 2.97 \text{ t}/\text{h} \times \frac{35.1}{100} = 1.04 \text{ t}/\text{h}$$

موازنه آب در سیکلون:

$$Ff' = Uu' + Vv'$$

$$F \times 4.4 = 1.04 \times 1.8 + V \times 15.1$$



$$F = 1.04 + V \Rightarrow V = F - 1.04$$

بنابراین، دبی جامد خوراک ( $F$ ) بر حسب وزن برابر است با:

$$4.4F = 1.872 + 15.1F - 15.704 \Rightarrow F = 1.29 \text{ t/h}$$

## 6-5- محدودیت‌های فرمول دو محصولی

- شرایط باید پایدار باشد.
- حالت پایداری در زمانهای کوتاه بین دو نمونه‌گیری ممکن است وجود نداشته باشد.

### 6-5-1- حساسیت معادله بازیابی

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

- این معادله به مقدار  $t$  خیلی حساس است. چون معادله بیانگر نسبت دو عبارت  $\frac{c}{f}$  و  $\frac{c-t}{f-t}$  می‌باشد که فقط در وجود  $t$  متفاوتند.

### 6-5-2- محاسبه خطای بازیابی

(واریانس:  $V$ ) = (انحراف معیار:  $S$ )<sup>2</sup> = (خطای اندازه‌گیری)

$$V_R = \left( \frac{\partial R}{\partial f} \right)^2 V_f + \left( \frac{\partial R}{\partial c} \right)^2 V_c + \left( \frac{\partial R}{\partial t} \right)^2 V_t$$

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

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

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

$$V_R = \frac{(100)^2}{f^2(c-t)^2} \left( \frac{c^2 t^2}{f^2} V_f + \frac{(f-t)^2 t^2}{(c-t)^2} V_c + \frac{c^2 (c-f)^2}{(c-t)^2} V_t \right)$$



اگر عیارهای خوراک، کنسانتره و باطله با انحراف معیار نسبی ۰.۵٪ تعیین گردد، برای مقادیر داده شده زیر، خطا در بازیابی محاسبه شده را بدست آورید.

خوراک: ۰.۲٪ فلز      کنسانتره: ۰.۴۰٪ فلز      باطله: ۰.۰۳٪ فلز

حل:

$$\text{انحراف معیار} = \frac{\text{انحراف معیار}}{\text{مقدار واقعی}} \times 100$$

$$R = \frac{40(2 - 0.3)}{2(40 - 0.3)} \times 100 = 85.6\%$$

$$V_R = 57.1V_f + 0.0003V_c + 2325.2V_t$$

توجه: خطا در بازیابی ( $\sqrt{V_R}$ ) بیشترین حساسیت را نسبت به عیار باطله دارا می‌باشد.

$$0.1\% = \text{انحراف معیار در عیار خوراک } (S_f) \Rightarrow 5\% = \frac{S_f}{2\%} \times 100$$

$$2\% = \text{انحراف معیار در عیار کنسانتره } (S_c) \Rightarrow 5\% = \frac{S_c}{40\%} \times 100$$

$$0.015\% = \text{انحراف معیار در عیار باطله } (S_t) \Rightarrow 5\% = \frac{S_t}{0.3\%} \times 100$$

$$V_R = 57.1(0.1)^2 + 0.0003(2)^2 + 2325.2(0.015)^2$$

$$V_R = 1.1 \Rightarrow \text{انحراف معیار } (S_R) = 1.05\%$$

$$R = 85.6\% \pm 2.1\% \Rightarrow \text{با سطح اطمینان } 95\% (2S)$$



خطا در بازیابی را برای حالت زیر محاسبه کنید.

عیار خوراک: ۰.۲٪      عیار کنسانتره: ۰.۲/۲٪      عیار باطله: ۰.۱/۳٪      انحراف معیار نسبی: ۰.۵٪

حل:

$$R = \frac{2.2(2 - 1.3)}{2(2.2 - 1.3)} \times 100 = 85.6\%$$

$$V_R = 6311V_f + 3155V_c + 738V_t$$

توجه: در این حالت خطا در بازیابی عمدتاً به خطای عیار کنسانتره و عیار خوراک بستگی دارد.

$$0.1\% = \text{انحراف معیار در عیار خوراک } (S_f) \Rightarrow \frac{S_f}{2\%} \times 100 = 5\% \text{ انحراف معیار نسبی}$$

$$0.11\% = \text{انحراف معیار در عیار کنسانتره } (S_c) \Rightarrow \frac{S_c}{2.2\%} \times 100 = 5\% \text{ انحراف معیار نسبی}$$

$$0.065\% = \text{انحراف معیار در عیار باطله } (S_t) \Rightarrow \frac{S_t}{1.3\%} \times 100 = 5\% \text{ انحراف معیار نسبی}$$

$$V_R = 6311(0.1)^2 + 3155(0.11)^2 + 738(0.065)^2$$

$$V_R = 104.39 \Rightarrow \text{انحراف معیار } (S_R) = 10.2\%$$

$$R = 85.6\% \pm 20.4\% \Rightarrow \text{با سطح اطمینان } 95\% (2S)$$

نتیجه: برای محاسبه دقیق بازیابی از فرمول دو محصولی لازم است که تفاوت بارزی بین عیارهای کنسانتره، خوراک و باطله وجود داشته باشد.

### ۵-۶-۳- حساسیت معادله جرم

$$\frac{C}{F} = \frac{f-t}{c-t} \times 100$$

○ اگر  $F=1$  فرض شود در نتیجه  $C$ ، درصدی از خوراک است که به کنسانتره راه پیدا کرده است.

$$C = \frac{f-t}{c-t} \times 100$$

### ۵-۶-۴- محاسبه خطای معادله جرم

$$V_C = \left( \frac{\partial C}{\partial f} \right)^2 \times V_f + \left( \frac{\partial C}{\partial c} \right)^2 \times V_c + \left( \frac{\partial C}{\partial t} \right)^2 \times V_t$$

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

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

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

$$V_C = \left( \frac{100}{c-t} \right)^2 V_f + 100^2 \left( \frac{f-t}{(c-t)^2} \right)^2 V_c + 100^2 \left( \frac{c-f}{(c-t)^2} \right)^2 V_t$$

$$C \pm 2\sqrt{V_C} : \text{با حد اطمینان } 95\%$$



در عملیاتی با مشخصات زیر درصد خوراکی که به کنسانتره راه پیدا می کند را محاسبه کنید. برای این کار دو نوع اندازه گیری درصد وزنی قلع و نسبت آب-جامد انجام شده است. با تعیین مقدار خطا، مشخص کنید کدام جزء برای ارزیابی معمولی بایستی انتخاب شود؟

عیار:	نسبت آب-جامد:
خوراک: $0.02 \pm 0.00192\%$ قلع	خوراک: $4.87 \pm 0.05$ ( $f'$ )
کنسانتره: $0.02 \pm 0.00199\%$ قلع	کنسانتره: $15.73 \pm 0.05$ ( $c'$ )
باطله: $0.02 \pm 0.00169\%$ قلع	باطله: $15.73 \pm 0.05$ ( $t'$ )

حل:

### حالت (۱)

با استفاده از عیار:

$$C = 100 \times \frac{0.92 - 0.69}{0.99 - 0.69} = 76.7\%$$

با استفاده از رابطه صفحه قبل:

$$V_C = 18.2 \Rightarrow S_C = 4.3\% \Rightarrow \text{انحراف معیار نسبی} = \frac{4.3}{76.7} = 0.06$$

### حالت (۲)

با استفاده از نسبت آب-جامد (نسبت رقت):

$$C = \frac{f' - t'}{c' - t'} \times 100 = \frac{4.87 - 15.73}{1.77 - 15.73} \times 100 = 77.8\%$$

$$\text{انحراف معیار نسبت آب-جامد (با فرض حد اطمینان ۰.۹۵)} = \frac{0.05}{2} = 0.025$$

با استفاده از رابطه صفحه قبل:

$$V_C = 0.05 \Rightarrow S_C = 0.22 \Rightarrow \text{انحراف معیار نسبی} = \frac{0.22}{77.8} = 0.003$$

نتیجه: استفاده از نسبت آب-جامد برای محاسبه بازیابی بهتر است.

با حد اطمینان ۰.۹۵:

$$C = 77.8\% \pm 0.44$$

### 5-6-5- افزایش درجه صحت بازیابی محاسبه شده از فرمول دو محصولی

○ مقدار خطا در محاسبه بازیابی به صحت مقادیر عیارهای اندازه گیری شده و درجه جدایش صورت گرفته، بستگی دارد.

○ همانطور که قبلاً گفته شد

$$R = C \frac{c}{f}, \quad C = 100 \frac{f - t}{c - t}$$

در واقع  $C$  نشان دهنده درصدی از خوراک است که به کنسانتره راه پیدا کرده است.

○ مقدار  $C$  با استفاده از عیار یا آنالیز سرندي فلزی غیر از فلزی که بازیابی آن مورد نظر است، قابل محاسبه می باشد. به عنوان مثال، در جداسازی سنگ معدنی که حاوی مس و طلا است، اگر بازیابی طلا مورد نظر باشد می توان  $C$  را از عیارهای خوراک، کنسانتره و باطله مس محاسبه کرد و با استفاده از آن بازیابی ( $R$ ) مربوط به طلا را تعیین نمود. در این حالت نیازی به داشتن عیار طلا در باطله نمی باشد.

○ برای انتخاب جزئی که بتوان با آن  $C$  را محاسبه کرد باید از آنالیز حساسیت استفاده کرد. به عبارت دیگر، آن جزئی را انتخاب کرد که کمترین انحراف معیار نسبی را داشته باشد.

○ رابطه  $C$  را می توان بدین صورت نوشت:

$$M = 100 \frac{a - d}{b - d}$$

که در این رابطه  $a$ ،  $b$  و  $d$  به ترتیب مقدار جزء مورد نظر در خوراک، کنسانتره و باطله است و این مقادیر مستقل از  $f$ ،  $c$  و  $t$  می باشد. در واقع  $M$ ، مقدار  $C$  محاسبه شده از این مقادیر است.

○ برای محاسبه بازیابی از  $M$  می توان استفاده کرد:

$$R = M \frac{c}{f}$$

○ واریانس  $M$  بصورت زیر بدست می آید:

$$V_M = \frac{100^2}{(b-d)^2} \left[ V_a + \left( \frac{a-d}{b-d} \right)^2 V_b + \left( \frac{b-a}{b-d} \right)^2 V_d \right] \quad (1)$$

که در آن  $V_a$ ،  $V_b$  و  $V_d$  بترتیب واریانس جزءهای  $a$ ،  $b$  و  $d$  می باشد.

○ اگر آنالیز سرندي کامل خوراک ( $a$ )، کنسانتره ( $b$ ) و باطله ( $d$ ) موجود باشد، با استفاده از رابطه بالا، برای

هر طبقه  $V_M$  محاسبه می شود و اطلاعات مربوط به کمترین مقدار انحراف معیار نسبی  $\left( \frac{\sqrt{V_M}}{M} \right)$  برای

محاسبه  $M$  به کار می رود.

○ با انتخاب جزء مطلوب، بازیابی از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$R = 100 \frac{c(a-d)}{f(b-d)} = M \frac{c}{f}$$

○ واریانس  $R$  بطریق زیر تعیین می‌شود:

$$V_R = \left(\frac{\partial R}{\partial M}\right)^2 V_M + \left(\frac{\partial R}{\partial c}\right)^2 V_c + \left(\frac{\partial R}{\partial f}\right)^2 V_f$$

$$V_R = \left(\frac{c}{f}\right)^2 V_M + \left(\frac{M}{f}\right)^2 V_c + \left(\frac{Mc}{f^2}\right)^2 V_f \quad (2)$$

با ترکیب رابطه (۱) و (۲) و جایگذاری  $M$  می‌توان نوشت:

$$V_R = \frac{100^2 c^2}{(b-d)^2 f^2} \left[ V_a + \left(\frac{a-d}{b-d}\right)^2 V_b + \left(\frac{b-a}{b-d}\right)^2 V_d + \left(\frac{a-d}{c}\right)^2 V_c + \left(\frac{a-d}{f}\right)^2 V_f \right]$$



از نمونه برداری یک مدار پریکارکنی نتایج زیر بدست آمد:

نسبت رقت	عیار فلز (%)	
۴/۸۷ ± ۰/۰۵	۰/۹۲ ± ۰/۰۲	خوراک
۱/۷۷ ± ۰/۰۵	۰/۹۹ ± ۰/۰۲	کنسانتره
۱۵/۷۳ ± ۰/۰۵	۰/۶۹ ± ۰/۰۲	باطله

نشان دهید که استفاده از نسبت رقت به‌عنوان جزئی که با آن  $M$  (کسری از خوراک که به کنسانتره راه پیدا می‌کند) محاسبه می‌شود، صحت تعیین بازیابی را افزایش می‌دهد.

**حل:**

بازیابی فلز به کنسانتره برابر است با:

$$R = 100 \frac{c(f-t)}{f(c-t)} = 100 \frac{0.99(0.92-0.69)}{0.92(0.99-0.69)} = 82.5$$

$$V_R = \frac{(100)^2}{0.92^2(0.99-0.69)^2} \left( \frac{0.99^2 \times 0.69^2}{0.92^2} V_f + \frac{(0.92-0.69)^2 0.69^2}{(0.99-0.69)^2} V_c + \frac{0.99^2 (0.99-0.92)^2}{(0.99-0.69)^2} V_t \right)$$

$$2S = 0.02 \Rightarrow S = 0.01$$

$$V_f = V_c = V_t = (0.01)^2$$

$$V_R = 11.6 \Rightarrow S_R = 3.4$$



با سطح اطمینان ۹۵٪:

$$R = 82.5 \pm 6.8\%$$

همچنین:

$$R = 100 \frac{c(a-d)}{f(b-d)} \Rightarrow R = \frac{0.99 \times (4.87 - 15.73)}{0.92 \times (1.77 - 15.73)} = 83.71\%$$

$$V_R = \frac{(100)^2 (0.99)^2}{(1.77 - 15.73)^2 0.92^2} \left[ V_a + \left( \frac{4.87 - 15.73}{1.77 - 15.73} \right)^2 V_b + \left( \frac{1.77 - 4.87}{1.77 - 15.73} \right)^2 V_d + \left( \frac{4.87 - 15.73}{0.99} \right)^2 V_c + \left( \frac{4.87 - 15.73}{0.92} \right)^2 V_f \right]$$

که در آن:

$$V_a = V_b = V_d = (0.025)^2$$

بنابراین:

$$V_R = 1.6 \quad , \quad S_R = 1.27$$

$$R = 83.7 \pm 2.5\%$$

نتیجه: به کار بردن نسبت رقت برای تعیین  $M$ ، خطای بازیابی را از  $\pm ۶/۸\%$  به  $\pm ۲/۵\%$  کاهش می‌دهد.



## آنالیز ابعادی ذرات (Particle Size Analysis)

### ۶-۱- مقدمه

- آنالیز اندازه ذرات به دلایل زیر ممکن است انجام گیرد:
  - (۱) تعیین کیفیت عملیات نرم‌کنی
  - (۲) مشخص کردن درجه آزادی کانیهای با ارزش از گانگ در اندازه‌های مختلف
  - (۳) تعیین اندازه بهینه خوراک برای کارآیی حداکثر فرآیند خردایش
  - (۴) مشخص کردن دامنه اندازه ذراتی با بیشترین تلف‌شدگی کانیهای با ارزش

### ۶-۲- اندازه و شکل ذرات

- اطلاعات اساسی آنالیز ذرات مربوط به دامنه و شکل ذرات می‌باشد.
- تعیین اندازه و شکل ذرات نامنظم مشکل است.
- شکل ذرات با بیان کیفی به صورت سوزنی، زاویه‌دار، فیبری، دانه‌ای و کروی توصیف می‌شود.

### ۶-۲-۱- قطر معادل

- به قطر کره‌ای که رفتار آن مشابه با ذره مورد نظر در سیال است، قطر معادل گفته می‌شود.
- سه روش عمده برای تعیین قطر معادل وجود دارد:
  - (۱) روشهای رسوبی (قطر استوکی)
  - (۲) سرند کردن (قطر روزنه سرند)
  - (۳) میکروسکوپی (قطر مساحت در معرض دید)

## ۶-۲-۲- روشهای متداول تعیین اندازه ذرات

روش	دامنه تقریبی تأثیر (میکرون)
سرنند کردن	۱۰ - ۱۰۰,۰۰۰
ته‌نشینی	۵ - ۴۰
میکروسکوپی (نوری)	۰/۲۵ - ۱

## ۶-۳- تعیین اندازه ذرات به روش آنالیز سرنندی

- آنالیز سرنندی بر اساس توزین مواد باقیمانده بر روی سرنند انجام می‌گیرد.
- توزین مواد باقیمانده در روی هر سرنند بعد از ۲۰-۱۰ دقیقه صورت می‌گیرد (مقدار مواد اولیه ۲۰۰-۱۵۰ گرم می‌باشد).
- بین کارآیی سرنند و زمان سرنند کردن، رابطه مستقیمی وجود دارد.
- مقدار ذراتی که اندازه آنها نزدیک به اندازه روزنه سرنند می‌باشد، بیشترین تأثیر را در کارآیی عملیات سرنند کردن دارد.

## ۶-۳-۱- مراحل اساسی طبقه‌بندی ذرات در سرنند کردن

- (۱) حذف سریع ذرات ریز (خیلی کوچکتر از روزنه سرنند)
- (۲) جدایش تدریجی ذرات با اندازه نزدیک به روزنه سرنند

## ۶-۳-۲- عوامل مؤثر در سرنند کردن

- (۱) مقدار ماده باقیمانده روی سرنند
- (۲) نوع حرکت سرنند
- (۳) زمان سرنند کردن
- (۴) مقدار مواد با اندازه نزدیک به روزنه سرنند

## ۶-۳-۳- نام گذاری سرندها

- مشخصه سرندها بر اساس ابعاد روزنه آنهاست.
- به تعداد دهانه‌ها (روزنه‌ها) در هر اینچ طولی "مش" گفته می‌شود.



۱۰۰ مش برابر است با اندازه سرنندی با دهانه  $150 \mu m$

○ اندازه‌های روزنه سرندهای متوالی از رابطه زیر پیروی می‌کند:

$$\sqrt{2} \times \text{اندازه دهانه سرند کوچکتر} = \text{اندازه دهانه سرند بزرگتر}$$

○ اخیراً برای کارهای تحقیقاتی دقیق، جهت نزدیک کردن محدوده ابعادی روزنه بین دو سرند، سرندهایی ساخته شده که اندازه دهانه آنها از رابطه زیر پیروی می‌کند:

$$\sqrt[4]{2} \times \text{اندازه دهانه سرند کوچکتر} = \text{اندازه دهانه سرند بزرگتر}$$

جدول ۶-۱- برخی از تبدیلهای مش به اندازه روزنه سرند

اندازه روزنه (میکرون)	مش
۵۶۰۰	۳
۱۷۰۰	۱۰
۲۵۰	۶۰
۱۵۰	۱۰۰
۷۵	۲۰۰
۳۸	۴۰۰



شکل ۶-۱- سرند لرزاننده با ۵ سرند بزرگ و ۴ سرند کوچک



### ۶-۳-۴- روش انجام آنالیز سرندي

- آنالیز سرندي با بکارگیری یک سری الک از ابعاد چشمه‌های درشت به ریز (معمولاً ۸ سرندي در یک سری) و با استفاده از دستگاه لرزاننده (ترجیحاً دارای حرکت افقی و عمودی) صورت می‌گیرد.
- پس از عملیات سرندي کنی، توزین مواد باقیمانده روی هر سرندي (معمولاً مقدار مواد مانده روی سرندي نباید بیش از ۱۰٪ کل مواد باشد) انجام می‌گیرد.

### ۶-۳-۵- روشهای نمایش نتایج آنالیز سرندي

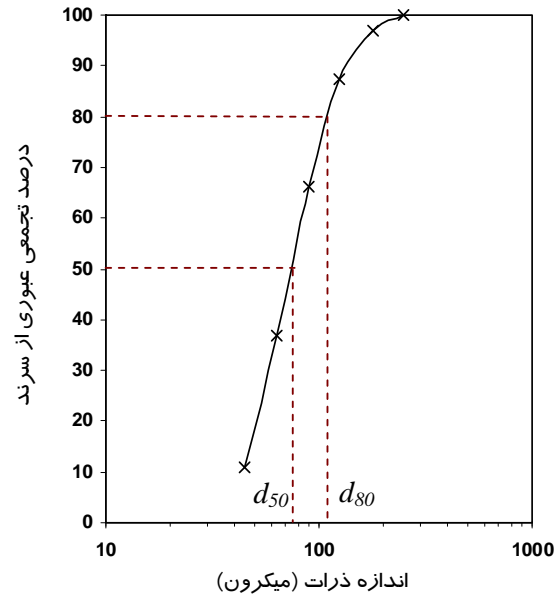
#### ۶-۳-۵-۱- روش عددي

جدول ۶-۲- نتایج یک نمونه آنالیز سرندي

مقدار تجمعی زیر سرندي (%)	مقدار تجمعی روی سرندي (%)	اندازه اسمی روزنه (میکرون)	وزن روی هر سرندي (%)	وزن روی هر سرندي (g)	محدوده ابعادی (میکرون)
۹۹/۹	۰/۱	۲۵۰	۰/۱	۰/۰۵	+۲۵۰
۹۷	۳/۰	۱۸۰	۲/۹	۱/۳۲	-۲۵۰+۱۸۰
۸۷/۵	۱۲/۵	۱۲۵	۹/۵	۴/۳۲	-۱۸۰+۱۲۵
۶۶/۳	۳۳/۷	۹۰	۲۱/۲	۹/۴۴	-۱۲۵+۹۰
۳۶/۹	۶۳/۱	۶۳	۲۹/۴	۱۳/۱۰	-۹۰+۶۳
۱۰/۹	۸۹/۱	۴۵	۲۶/۰	۱۱/۵۶	-۶۳+۴۵
۰	۱۰۰	(۲۲/۵)	۱۰/۹	۴/۸۷	-۴۵+۰

#### ۶-۳-۵-۲- روش ترسيمي

- داده‌های منحنیهای آنالیز سرندي بصورت درصد تجمعی زیر سرندي بر حسب اندازه می‌باشد.
- لگاریتمی کردن محور اندازه ذرات برای کم کردن تراکم نقاط روی منحنی
- تعیین اندازه میانه ( $d_{50}$ ) نقطه‌ای که ۵۰٪ مواد کوچکتر از آن می‌باشد.
- معمولاً دامنه اندازه ذرات بر حسب اندازه‌ای که از آن ۸۰٪ مواد عبور می‌کنند ( $d_{80}$ ) بیان می‌شود.



شکل ۶-۲- منحنی آنالیز سرنندی (جدول ۶-۲)

○ هدف روشهای مختلف ترسیم منحنیهای آنالیز سرنندی، باز کردن تراکم در بعضی از قسمتهای منحنی است.

#### ◀ روش خطی

در این روش، منحنی درصد تجمعی زیر سرنند بر حسب اندازه، بصورت ساده رسم می‌شود.

#### ◀ روش نیمه لگاریتمی

در این روش، محور اندازه ذرات منحنی آنالیز سرنندی بصورت لگاریتمی و محور درصد تجمعی عبوری از سرنند بصورت ساده رسم می‌شود.

#### ◀ روش تمام لگاریتمی (Gates- Gaudin- Schuhmann)

در این روش، منحنی درصد تجمعی عبوری از سرنند بر حسب اندازه ذرات، در کاغذ تمام لگاریتمی رسم می‌شود.

در این روش، نقاط زیر ۰.۵٪ کشیده‌تر شده و نقاط بالای ۷۵٪ متراکم‌تر می‌شوند.

#### ◀ روش Rosin- Rammler

رابطه زیر برای توزیع ذرات پیشنهاد شده است:

$$100 - P = 100 e^{-bd^n}$$

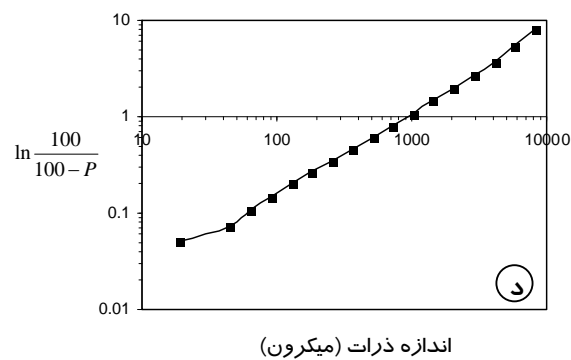
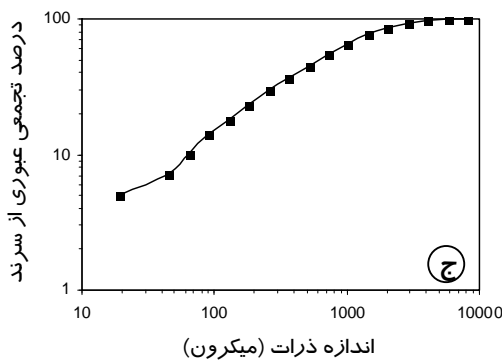
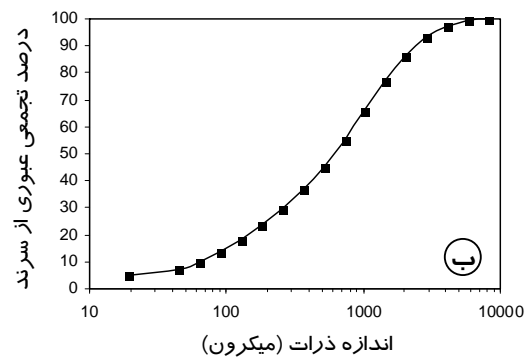
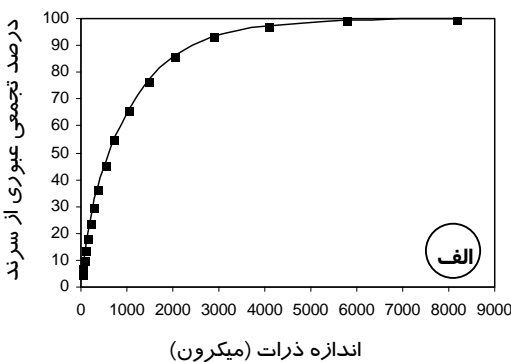
$P$  درصد عبوری زیر سرنده  $n, b$  عدد ثابت  $d$  اندازه ذرات

با ساده کردن و لگاریتمی کردن دو طرف معادله، می‌توان نوشت:

$$\log \left[ \ln \frac{100}{100 - P} \right] = \log b + n \log d$$

در این روش،  $\ln \frac{100}{100 - P}$  بر حسب اندازه ذرات رسم می‌شود.

در این روش، نقاط ناحیه زیر ۲۵٪ و بالای ۷۵٪ بازتر شده و نقاط ناحیه بین ۳۳ تا ۶۰٪ متراکم می‌شود.

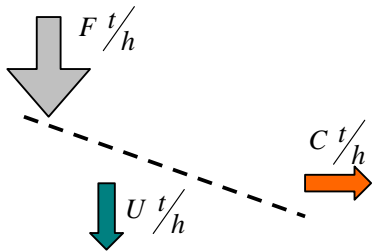


شکل ۶-۳- روشهای ترسیم منحنیهای آنالیز سرنده

(الف) ساده، (ب) نیمه لگاریتمی، (ج) روش تمام لگاریتمی و (د) Rosin- Rammler

## ۶-۴- محاسبه بازدهی (کارایی) سرندها

- مقدار مواد ریزتر از روزنه سرنده که روی سطح سرنده باقیمانده و مقدار مواد درشت‌تر از روزنه سرنده که از سرنده عبور کرده، دو عامل تعیین کننده کارایی سرنده می‌باشد.
- مقدار مواد به اشتباه تقسیم شده شاخص تعیین کارایی می‌باشد.



$c$ : کسری از مواد روی سرنده که بزرگتر از روزه سرنده است.  
 $f$ : کسری از مواد خوراک که اندازه آن بزرگتر از روزه سرنده است.  
 $u$ : کسری از مواد زیر سرنده که اندازه آن بزرگتر از روزه سرنده است.

موازنه جرم کلی مواد:

$$F = C + U$$

موازنه جرم مواد درشتتر از روزه سرنده:

$$Ff = Cc + Uu$$

موازنه جرم مواد ریزتر از روزه سرنده:

$$F(1-f) = C(1-c) + U(1-u)$$

بنابراین:

$$\frac{C}{F} = \frac{f-u}{c-u}, \quad \frac{U}{F} = \frac{c-f}{c-u}$$

بازیابی مواد درشتتر از اندازه روزه سرنده بر روی سرنده:

$$\frac{Cc}{Ff} = \frac{c(f-u)}{f(c-u)}$$

بازیابی مواد ریزتر از اندازه روزه سرنده به زیر سرنده:

$$\frac{U(1-u)}{F(1-f)} = \frac{(1-u)(c-f)}{(1-f)(c-u)}$$

○ کارآیی کلی از ضرب دو معادله بالا حاصل می‌شود:

$$E = \frac{c(f-u)(1-u)(c-f)}{f(c-u)^2(1-f)}$$

○ اگر هیچ روزه شکسته و یا تغییر شکل یافته وجود نداشته باشد:  $u = 0$

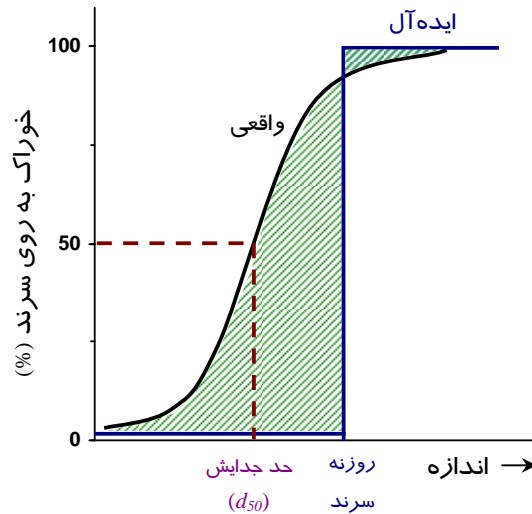
در نتیجه فرمول کارآیی کل به شکل زیر خلاصه می‌شود:

$$E = \frac{c-f}{c(1-f)}$$

○ منحنی کارآیی سرنده با رسم نمودار درصد خوراک منتقل شده به روی سرنده  $\left(\frac{C}{F}\right)$  بر حسب اندازه ذرات

(میانگین هندسی ابعاد ذرات) صورت می‌گیرد. مثلاً، میانگین هندسی محدوده ابعاد  $63 \mu m + 125$  - برابر

است با:



شکل ۶-۴- منحنی جدایش سرنده

- بخش هاشور خورده منحنی نشان دهنده مواد به اشتباه تقسیم شده است.
- هرچه شیب منحنی بیشتر باشد، کارآیی جدایش بیشتر می‌شود.
- در حالت عملیات سرنده‌کنی ایده‌آل، مقدار ذراتی که اندازه آنها کوچکتر از روزنه سرنده است و در روی سرنده باقی‌مانده‌اند، صفر می‌باشد.

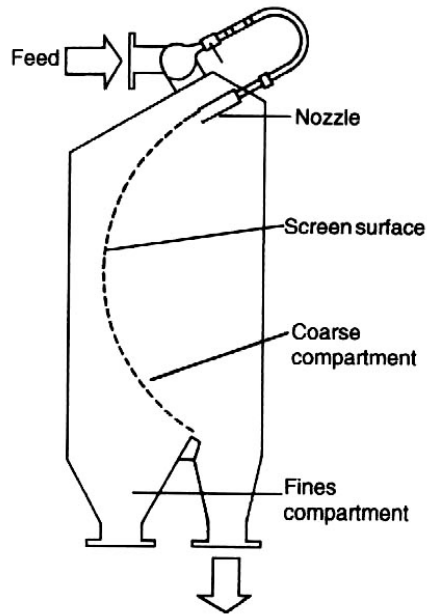
## ۶-۵- عوامل مؤثر در کارآیی عملیات سرنده‌کنی

- دبی مواد ورودی سرنده که تعیین کننده زمان سرنده‌کنی نیز می‌باشد، در کارآیی عملیات سرنده‌کنی مؤثر است.
- تعداد دفعات برخورد ذرات با سطح سرنده‌ها تعیین کننده احتمال عبور ذرات می‌باشد (تأثیر ضخامت بستر).
- نحوه حرکت سرنده در هنگام عبور مواد از روی سرنده مهم می‌باشد.
- زاویه برخورد ذرات با سطح سرنده دارای اهمیت است.
- شکل ذرات تأثیر مستقیمی بر احتمال عبور آنها دارد. مثلاً، ذرات میکای ورقه‌ای.
- هرچه سطح مؤثر (باز) سرنده بیشتر باشد احتمال عبور ذرات بیشتر می‌شود. سطح مؤثر عبارت است از نسبت سطح روزنه‌ها به کل سطح سرنده.
- هرچه روزنه سرنده ریزتر شود سطح مؤثر با همان قطر سیم کمتر می‌شود.
- رطوبت باعث تجمع ذرات و گرفتگی روزنه‌های سرنده می‌شود.
- دامنه دانه‌بندی ذرات ورودی به سرنده در کارآیی سرنده تأثیرگذار است. هرچه مقدار ذرات با اندازه نزدیک به روزنه سرنده در خوراک بیشتر باشد، کارآیی عملیات سرنده‌کنی کاهش می‌یابد.





۶-۲-۶-۶-۲- سرنده قوسی (Sieve Bend)

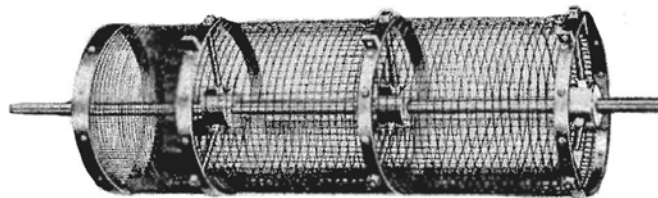


شکل ۶-۶- سرنده قوسی

○ سطح این نوع سرندها دارای انحناء است و معمولاً در فرآوری زغالسنگ مورد استفاده قرار می‌گیرد. ظرفیت آنها تا  $180 \text{ m}^3/\text{h}$  و جدایش تا حدود  $50 \mu\text{m}$  می‌باشد.

○ ۶-۲-۳- سرنده ترومل (Trommel Screen)

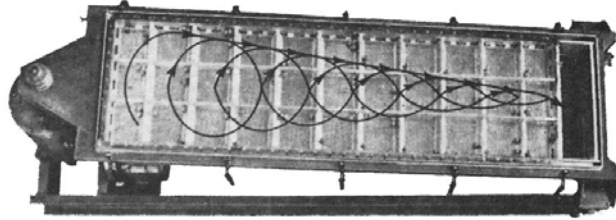
○ این سرنده یکی از انواع متحرک است و قادر به تولید چندین محصول با ابعاد متفاوت است.  
○ برای کاهش سایش سرندها از استوانه‌های هم محور استفاده می‌شود بطوریکه بیشترین ذرات در ابتدای سرنده جدا می‌شوند. در این حالت مسئله تعویض و عدم مشاهده عملیات در استوانه داخلی از معایب آن می‌باشد.



شکل ۶-۷- سرنده ترومل ترکیبی

○ ۶-۲-۴- سرنده لرزان (Reciprocating Screen)

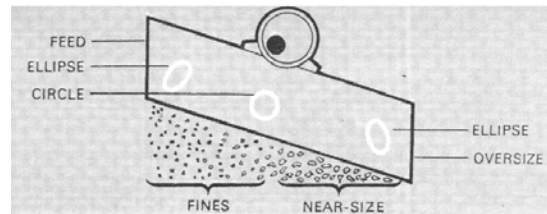
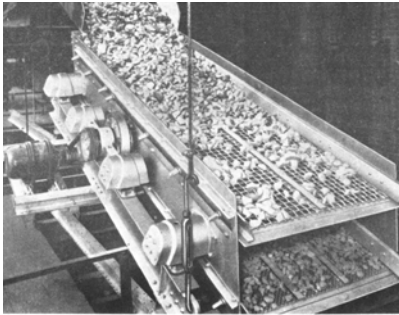
○ در این نوع سرندها، حرکت سرنده بصورت پس و پیش در جهت افقی است.  
○ این نوع سرنده برای ذرات درشت، تا حد  $12 \text{ mm}$  بکار می‌رود.



شکل ۶-۸- نمای بالا از سرنند لرزان

۶-۲-۵- سرنند ارتعاشی (Vibration Screen)

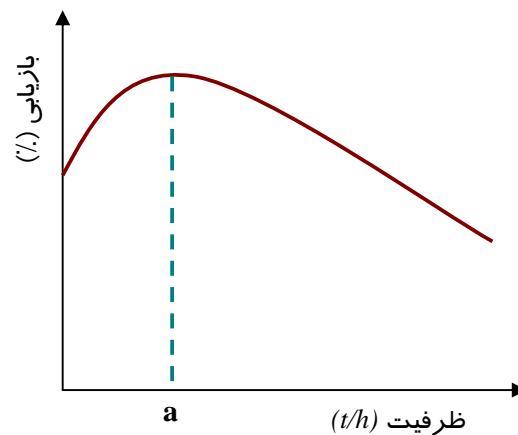
- این سرنند یکی از مهمترین و کاربردی ترین سرنندهای مورد استفاده در صنایع فرآوری است.
- قابلیت جدایش ذرات از  $25\text{cm}$  تا  $250\ \mu\text{m}$  را دارا می باشد.



شکل ۶-۹- سرنند ارتعاشی در دو نمای مختلف

- افزایش ظرفیت سرنند از یک حد معینی (a) باعث کاهش بازیابی عملیات سرنند کردن می شود.
- با کاهش ظرفیت از حد معینی (a) بازیابی کم می شود که به دلیل از بین رفتن لایه بندی مواد روی سرنند است.

احتمال عبور ذرات از سرنند = تعداد دفعات برخورد ذره با سطح سرنند  $\times$  احتمال عبور ذره در یک برخورد

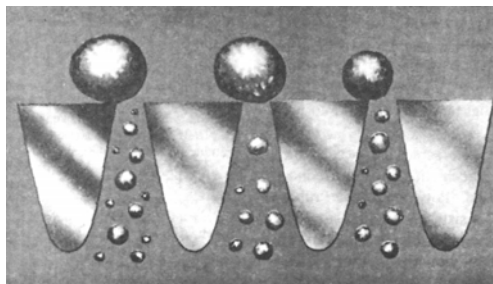


شکل ۶-۱۰- نمودار بازیابی سرنند ارتعاشی بر حسب ظرفیت آن

### ۶-۶-۳- سطوح سرنند (Screen Surfaces)

#### ۶-۶-۳-۱- سرنند با سیمهای گوه‌ای (Wedge wire screen)

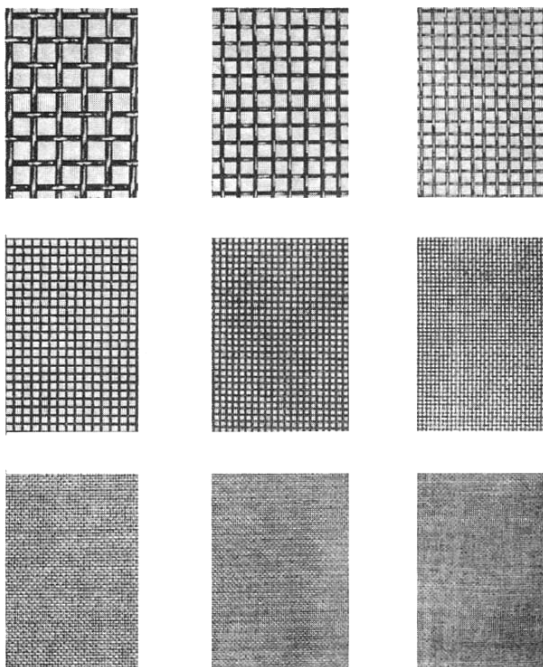
- کاربرد سیمهای با سطوح گوه‌ای برای جلوگیری از گرفتگی روزنه سرنند می‌باشد.
- در اول کارخانه یا معدن، سرنند گریزلی برای جدایش ذرات درشت بکار می‌رود.



شکل ۶-۱۱- سرنند با سطوح گوه‌ای

#### ۶-۶-۳-۲- پارچه‌هایی (سطوح) از سیمهای بافته شده (Woven-wire cloths)

- جنس سیمهای بافته شده عمدتاً از فولاد، فولاد ضد زنگ، مس یا برنز می‌باشد.
- ظریف بودن سرندهای ریز یکی از مشکلات عمده کارخانه است که باعث توقف تولید می‌شود.

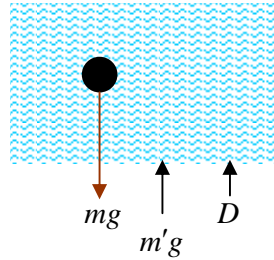


شکل ۶-۱۲- سطوح سیمی بافته شده با ابعاد روزنه‌های مختلف و با سطوح یکسان

- از سطوح غیر فلزی برای جلوگیری یا کاهش سایش سطح سرنند استفاده می‌شود.
- معمولاً از لاستیک یا پلی‌یورتین (Polyurethane) در ساخت سطوح غیر فلزی استفاده می‌شود.

## ۶-۷- آنالیز ابعاد ذرات به روش ته نشینی

### ۶-۷-۱- محاسبه سرعت حدی



شکل ۶-۱۳- نیروهای وارده بر یک جسم شناور

$D_F$ : دانسیته سیال ( $kg/m^3$ )

$\eta$ : ویسکوزیته سیال ( $Ns/m^2$ )

$V$ : سرعت حدی ( $m/s$ )

$d$ : اندازه قطر ذره ( $m$ )

$x$ : سرعت ذره ( $m/s$ )

$m'$ : وزن آب جابجا شده ( $kg$ )

$g$ : شتاب جاذبه ( $m/s^2$ )

$D_S$ : دانسیته ذره ( $kg/m^3$ )

$D$ : نیروی درگ، مقاومت در مقابل حرکت ( $N$ )

$$\text{سرعت حدی} = \frac{dx}{dt} = 0$$

$$\text{حجم} = \frac{m}{D_S}$$

$$mg - m'g - D = \frac{mdx}{dt}$$

$$D = g(m - m') = g(D_S \frac{\pi}{6} d^3 - D_F \frac{\pi}{6} d^3)$$

$$D = \frac{\pi}{6} g d^3 (D_S - D_F)$$

$$D = 3\pi d \eta V$$

$$3\pi d \eta V = \frac{\pi}{6} g d^3 (D_S - D_F)$$

$$V = \frac{g d^2 (D_S - D_F)}{18\eta}$$

$D_S$ : دانسیته ذره ( $kg/m^3$ )

$V$ : سرعت حدی ( $m/s$ )

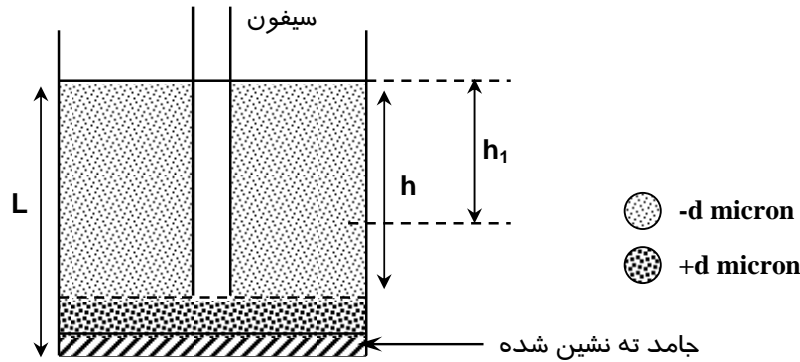
$D_F$ : دانسیته سیال ( $kg/m^3$ )

$g$ : شتاب جاذبه ( $m/s^2$ )

$d$ : اندازه قطر ذره ( $m$ )

$\eta$ : ویسکوزیته سیال ( $Ns/m^2$ )

○ سرعت حدی برای ذراتی با اندازه‌های مختلف (۱۵، ۲۵ و ۳۵ میکرون) از رابطه بالا قابل محاسبه است.



شکل ۶-۱۴- بشر ته نشینی

○ زمان لازم برای اینکه یک ذره از سطح آب به ته لوله سیفون ته نشین شود:

$$t = \frac{h}{V}$$

○ بعد از زمان طی شده  $(t)$  ذرات بیرون آورده می شوند.

○ بعد از زمان  $t$  تمام ذرات بزرگتر از  $d$  به عمق پایین سطح  $h$  سقوط می کنند.

○ ذراتی با اندازه  $d > d_1$  به عمق  $h_1$  زیر سطح آب سقوط خواهند کرد ( $h > h_1$ ).

### ۶-۷-۲- بازدهی جدا کردن ذرات $d_1$

$$E = \frac{h - h_1}{L}$$

چون  $t = \frac{h}{V} = \frac{h_1}{V_1}$  و  $V \propto d^2$ ، بنابراین:

$$\frac{h}{d^2} = \frac{h_1}{d_1^2}$$

اگر  $a = \frac{h}{L}$  در نتیجه:

$$E = \frac{h - h \left( \frac{d_1}{d} \right)^2}{L} = a \left[ 1 - \left( \frac{d_1}{d} \right)^2 \right]$$

اگر مرحله دوم ته نشینی (Decantation) انجام شود، مقدار مواد  $d_1$  در مخلوط پراکنده شده برابر است با:

$$1 - E$$

بازدهی جدا کردن ذرات  $d_1$  بعد از دو بار:

$$E + (1 - E)E = 1 - [1 - E]^2$$

بطور کلی برای  $n$  مرحله ته نشین کردن، بازدهی جدا کردن برابر است با:

$$E_T = 1 - [1 - E]^n$$

## خردایش (Comminution)

### ۷-۱- مقدمه

- برای آزادسازی کانی با ارزش از گانگ، عملیات خردایش لازم است.
- این عملیات برای آسان کردن انتقال مواد در کارخانه توسط نوار نقاله و ... صورت می‌گیرد.
- در واحدهای فرآوری اولین مرحله، عملیات خردایش می‌باشد.
- عملیات خردایش شامل دو مرحله کلی سنگ شکنی (Crushing) و نرم‌کنی (Grinding) می‌باشد.
- سنگ‌شکنی توسط ضربه و یا فشار کانه در برابر سطوح سخت انجام می‌شود.
- سنگ‌شکنی برخلاف نرم‌کردن یک فرآیند خشک است.

### ۷-۲- نسبت خردایش

- نسبت بزرگترین ذره ورودی به بزرگترین ذره خروجی از سنگ شکن، نسبت خردایش گفته می‌شود.



نسبت کاهش (خردایش) هر مرحله در سنگ‌شکنی معمولاً بین ۳ تا ۶ است. به عبارت دیگر، در هر مرحله اندازه ذرات از  $\frac{1}{3}$  تا  $\frac{1}{6}$  کاهش داده می‌شود.

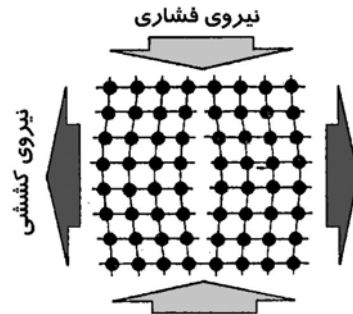
### ۷-۳- اصول خردایش

- اغلب کانی‌ها مواد کریستالی هستند که اتمها در آنها در یک شبکه سه بعدی آرایش گرفته‌اند.
- نحوه آرایش اتمها توسط اندازه و نوع پیوندهای شیمیایی و فیزیکی بین آنها معین می‌شود.

○ پیوندهای بین ملکولی فقط در فاصله‌های خیلی کم مؤثر است و توسط تنشهای کششی قابل شکست می‌باشند.

○ توزیع تنش در داخل یک سنگ حتی اگر بارگذاری همگن باشد، یکسان نمی‌باشد.

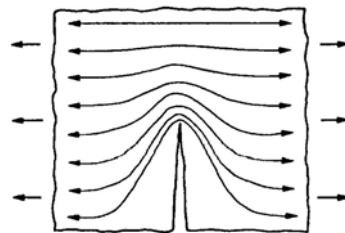
○ توزیع تنش به خواص مکانیکی هر کانی بستگی دارد اما مهمتر از آن به وجود ترک‌ها وابسته می‌باشد.



شکل ۷-۱- شکست یک قطعه سنگ در نتیجه تنشهای کششی یا فشاری

○ نوک ترک به عنوان محل تمرکز تنش عمل می‌کند.

○ افزایش تنش در نوک ترک متناسب با ریشه دوم طول ترک عمود بر جهت تنش است. بنابراین یک مقدار بحرانی طول ترک در هر سطح تنش وجود دارد که افزایش تنش باعث شکستن پیوند اتمی و افزایش طول ترک می‌شود.



شکل ۷-۲- تجمع تنش در نوک یک ترک

○ در تئوری‌های خردایش فرض بر شکننده بودن مواد است ولی در عمل، کریستالها می‌توانند انرژی را بدون شکستن در خود ذخیره کنند و در موقع برداشتن تنش آن را آزاد کنند (رفتار الاستیک).

○ انتشار ترک در صورتی که به مرزهای کریستالی برخورد کند متوقف می‌شود. به همین دلیل سنگ‌های ریزدانه از سنگ‌های درشت دانه مقاوم‌تر هستند.

○ مواد شکننده انرژی کرنش را توسط انتشار ترک آزاد می‌کنند ولی بعضی مواد این انرژی را با مکانیزم جریان پلاستیک آزاد می‌کنند.

○ برای ذرات خیلی ریز تغییر شکل پلاستیک عامل مهمی است و به همین علت حد قابلیت خرد شدن برای مواد تعریف می‌شود که برای کوارتز  $10\ \mu\text{m}$  و سنگ آهک  $3/5\ \mu\text{m}$  است.

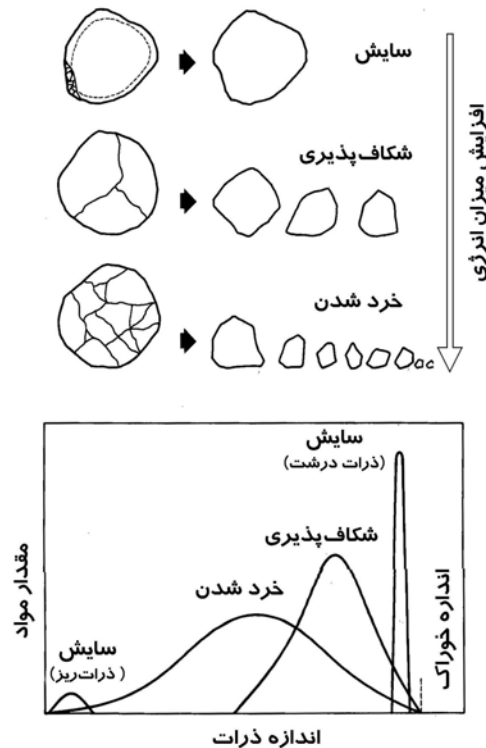


## ۷-۴- محیط شکست

- انرژی لازم برای خردایش در حضور آب کاهش پیدا می‌کند و با اضافه کردن مواد شیمیایی که در سطح ذرات جذب می‌شود این کاهش می‌تواند بیشتر شود.
- قدرت پیوند در نوک ترک در اثر جذب آب تقلیل می‌یابد.

## ۷-۵- مکانیزم‌های شکست

- (۱) شکاف‌پذیری (Cleavage): در اثر بارگذاری نقطه‌ای بوجود می‌آید.
- (۲) خرد شدن (Shatter): در اثر سرعت زیاد بارگذاری و بالا بودن تنش به وجود می‌آید.
- (۳) ساییش (Abrasion): در اثر برخورد ذرات به هم دیگر فشار نقطه‌ای روی می‌دهد که حاصل آن تولید ذرات خیلی ریز (نرمه) است.



شکل ۷-۳- مکانیزم‌های مختلف خرد شونده‌گی و توزیع اندازه ابعاد محصول تولید شده

## ۷-۶- تئوری خردایش

- در تئوری‌های خردایش رابطه انرژی ورودی و اندازه ذرات تولید شده مورد بحث قرار می‌گیرد.
- در عملیات‌های خردایش، مشکل اصلی تلف شدن انرژی است بطوری‌که تخمین زده می‌شود که فقط ۱٪ آن برای شکست مواد صرف می‌شود.

### ۲-۶-۱- قانون ریتینگر (Rittinger)

○ انرژی مصرف شده در کاهش اندازه ذرات متناسب با مساحت سطوح ایجاد شده است.

$$E = K_1(S_2 - S_1)$$

$S_2$ : مساحت ذرات محصول نهایی       $K_1$ : عدد ثابت

$S_1$ : مساحت ذرات ابتدایی       $E$ : انرژی ورودی

چون بازاء حجم ثابت مواد  $S \propto \frac{1}{d}$  می‌باشد (d ابعاد ذرات است):

$$E = K_2 \left( \frac{1}{d_2} - \frac{1}{d_1} \right)$$

○ این قانون برای نرم کردن ذرات ریز در دامنه  $10-100 \mu m$  مناسب می‌باشد.

### ۲-۶-۲- قانون کیک (Kick)

○ انرژی لازم متناسب با کاهش حجم ذرات مورد نظر است.

$$E = K_3 \ln \left( \frac{d_2}{d_1} \right)$$

○ این قانون در عمل برای مراحل سنگ‌شکنی که ذرات بزرگتر از  $1 mm$  است، کاربرد دارد.

### ۲-۶-۳- قانون باند (Bond)

○ کار ورودی متناسب با طول ترک‌های جدید است.

○ مساحت نسبت عکس با قطر دارد و فرض می‌شود که طول ترک متناسب با یک وجه سطح باشد. بنابراین نسبت عکس با جذر قطر دارد.

$$W = \frac{10W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F}}$$

$F$ : قطر به میکرون که  $80\%$  خوراک از آن می‌گذرد

$P$ : قطر به میکرون که  $80\%$  محصول از آن می‌گذرد

$W_i$ : اندیس کار، نشان‌دهنده مقاومت مواد در مقابل سنگ‌شکنی و نرم کردن می‌باشد. که بر حسب

کیلو وات ساعت بر تن، مقدار انرژی لازم برای کاهش ابعاد مواد از اندازه خوراک بی‌نهایت به  $80\%$

عبوری از  $100 \mu m$  است.

$W$ : کار ورودی (کیلو وات ساعت بر تن)



چه مقدار انرژی برای نرم کردن ذراتی از ابعاد  $3mm$  (۸۰٪ عبوری) به محصولی با اندازه ابعاد ذرات  $75\mu m$  (۸۰٪ عبوری) لازم است. اندیس کار برای این نمونه  $14kWh/t$  می باشد.

حل:

$$W = W_i \left( \frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \Rightarrow W = 14 \left( \frac{10}{\sqrt{75}} - \frac{10}{\sqrt{3000}} \right)$$

$$W = 13.6 kWh/t$$

$$13.6 kWh/t \times \frac{1.341 HP}{1 kW} = 18.24 HP/t$$

### ۷-۶-۴- قانون کلی خردایش

$$d(E) = -K \frac{d(d)}{d^n}$$

قانون کیک:

$$\text{if } n=1 \quad d(E) = -K \frac{d(d)}{d} \Rightarrow E = -K [Ln(d)]_{d_2}^{d_1} \Rightarrow E = K \left[ Ln \frac{d_2}{d_1} \right]$$

قانون باند:

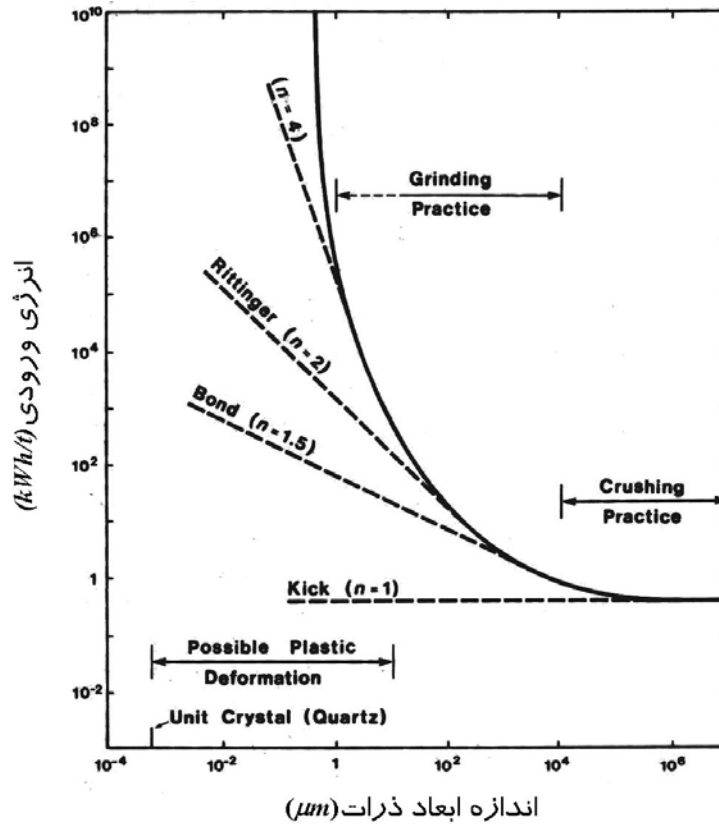
$$\text{if } n=1.5 \quad d(E) = -K \frac{d(d)}{d^{3/2}} \Rightarrow E = -K \left[ \frac{1}{d^{1/2}} \right]_{d_2}^{d_1} \Rightarrow E = K \left[ \frac{1}{\sqrt{d_2}} - \frac{1}{\sqrt{d_1}} \right]$$

قانون ریتینگر:

$$\text{if } n=2 \quad d(E) = -K \frac{d(d)}{d^2} \Rightarrow E = K \left[ -\frac{1}{d} \right]_{d_2}^{d_1} \Rightarrow E = K \left[ \frac{1}{d_2} - \frac{1}{d_1} \right]$$

### ۷-۷- قابلیت خرد شدن

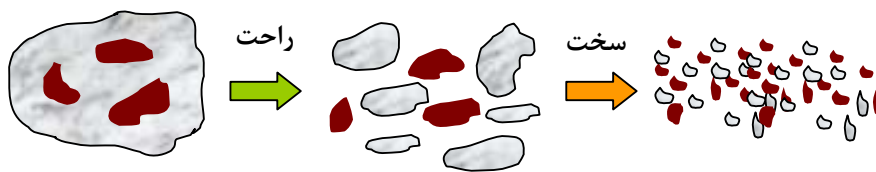
- آسانی خردایش مواد با قابلیت خرد شدن مشخص می شود ( $W_i$ )
- اندیس کار باند پارامتر اصلی برای اندازه گیری قابلیت خرد شدن کانه ها است.
- اگر خصوصیات شکست یک ماده در یک دامنه اندازه ثابت بماند، اندیس کار محاسبه شده نیز تغییر نمی کند.



شکل ۷-۴- رابطه انرژی ورودی و اندازه ذرات تولید شده

## ۷-۸- تأثیر اندازه ذرات بر اندیس کار

- وقتی یک ماده در مرزهای دانه‌ها به راحتی شکسته می‌شود و دانه‌ها سخت باشند، در نتیجه قابلیت خرد شدن با ریز شدن خردایش کم می‌شود.



شکل ۷-۵- شکست یک قطعه سنگ معدن به ابعاد کوچکتر

- قابلیت خرد شدن مواد طبق دستورالعمل خاصی تعیین می‌شود.

جدول ۷-۱- اندیس کار بعضی از مواد

ماده	باریت	بوکسیت	زغال سنگ	گرافیت	کوارتز
اندیس کار kWh/t	۴/۷۳	۸/۷۸	۱۳/۰۰	۴۳/۵۶	۱۳/۵۷

**۷-۹- محاسبه اندیس کار به روش مقایسه‌ای**

- انجام آزمایش استاندارد اندیس کار خیلی زمان بر است.
- کانه مرجعی با اندیس کار معلوم برای مدت زمان معینی خرد می‌شود. یک تن از کانه مورد آزمایش برای همان زمان خرد می‌شود.

اگر  $r$  نشان کانه مرجع و  $t$  نشان کانه مورد آزمایش باشد، از معادله باند خواهیم داشت:

$$W_r = W_t = W_{ir} \left[ \frac{10}{\sqrt{P_r}} - \frac{10}{\sqrt{F_r}} \right] = W_{it} \left[ \frac{10}{\sqrt{P_t}} - \frac{10}{\sqrt{F_t}} \right]$$
$$W_{it} = W_{ir} \frac{\frac{10}{\sqrt{P_r}} - \frac{10}{\sqrt{F_r}}}{\frac{10}{\sqrt{P_t}} - \frac{10}{\sqrt{F_t}}}$$



با اطلاعات داده شده زیر اندیس کار کانه مورد آزمایش را تعیین کنید.

$$F_r(80) = 0.07 \text{ in}$$

$$F_t(80) = 0.068 \text{ in}$$

$$W_{ir} = 14 \text{ (kWh/t)}$$

$$P_r(80) = 0.0159 \text{ in}$$

$$P_t(80) = 0.0213 \text{ in}$$

**حل:**

$$W_{it} = 14 \times \frac{\frac{10}{\sqrt{0.0159}} - \frac{10}{\sqrt{0.07}}}{\frac{10}{\sqrt{0.0213}} - \frac{10}{\sqrt{0.068}}} \Rightarrow W_{it} = 19.26 \text{ kWh/t}$$

**۷-۱۰- استفاده از اندیس کار برای تعیین کارآیی ماشینهای خردکننده**

- اندیس کار تعیین شده برای یک نوع سنگ معدن معین در ماشینهای مختلف خردایش می‌تواند نشان دهنده کارآیی این دستگاهها باشد.
- هر چه اندیس کار بدست آمده از دستگاهی کمتر باشد، نشان دهنده کارآیی بالای دستگاه می‌باشد.
- سنگ‌شکنهای فکی، ژیراتوری و آسیاهای گردان به ترتیب دارای بالاترین اندیس کار و سنگ‌شکنهای ضربه‌ای و آسیاهای ارتعاشی دارای اندیس کار متوسط و کمترین اندیس کار مربوط به سنگ‌شکنهای غلتکی می‌باشد.

## ۲-۱۱- اندیس کار عملیاتی

اگر انرژی لازم برای خردایش در کارخانه اندازه گیری شود، با استفاده از رابطه باند، اندیس کار عملیاتی قابل محاسبه می باشد.



با توجه به داده های زیر، اندیس کار عملیاتی را محاسبه کنید.

اندازه  $F_{80}$ :  $1300 \mu m$  خوراک مسیر:  $125 t/h$

اندازه  $P_{80}$ :  $81 \mu m$  توان مصرفی:  $1060 kW$

حل:

$$\frac{1060 kW}{125 t/h} = W_{io} \left( \frac{10}{\sqrt{81}} - \frac{10}{\sqrt{1300}} \right) \Rightarrow W_{io} = 10.17 kWh/t$$

## ۲-۱۲- کار آیی مدار آسیا کنی

$$\text{کار آیی مدار آسیا کنی} = \frac{\text{اندریس کار آزمایشگاهی}}{\text{اندریس کار عملیاتی}} \times 100$$



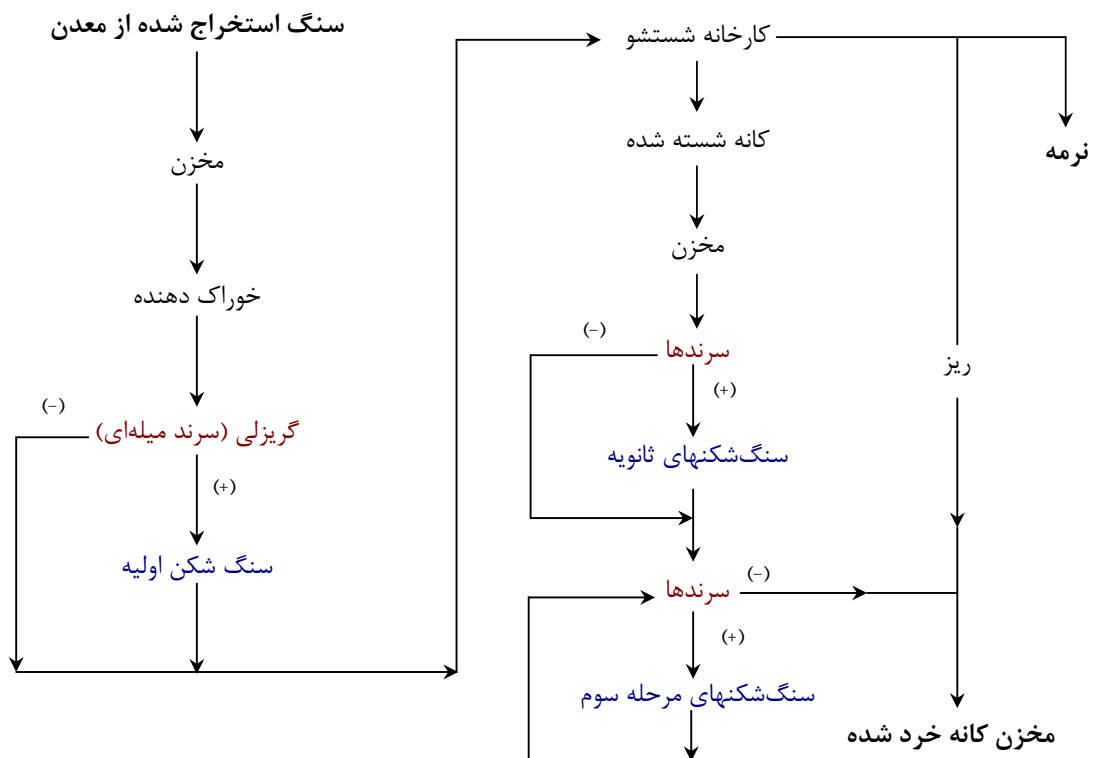
اگر اندیس کار تعیین شده در آزمایشگاه برای کانه مثال بالا  $11 kWh/t$  باشد، نشان می دهد که در کارخانه مقدار انرژی مصرفی  $8\%$  کمتر از مقدار پیش بینی شده توسط رابطه باند می باشد.

$$\frac{11}{10.17} \times 100 = 108$$

## سنگ شکن‌ها (Crushers)

### ۸-۱- مقدمه

○ اولین مرحله در فرآیند خردایش، که هدف اصلی آن آزادسازی کانی‌های با ارزش از گانگ است، سنگ‌شکنی است.

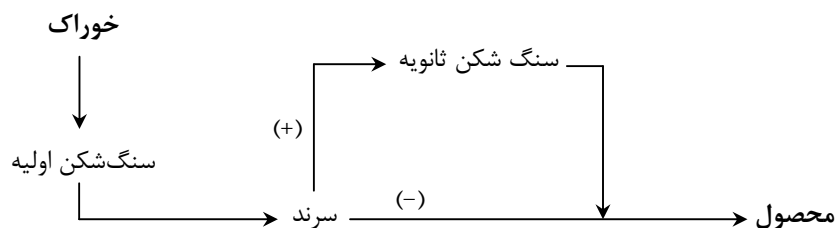


شکل ۸-۱- شمای کامل یک مدار سنگ‌شکنی

- عموماً عملیات سنگ شکنی به صورت خشک بوده و در ۲ یا ۳ مرحله انجام می شود.
- سنگ هایی به قطر  $1/5m$  در سنگ شکنهای اولیه به حد ۱۰ الی  $20cm$  خرد می شوند.
- سنگ شکن های ثانویه محصول سنگ شکن اولیه را به محصول نهایی  $2-0.5cm$  می رساند.
- سرندهای ارتعاشی قبل از سنگ شکن های ثانویه نصب می شود که با جدا کردن مواد ریز باعث افزایش ظرفیت کارخانه سنگ شکنی می شود.
- مواد ریز معمولاً فضای خالی بین ذرات بزرگ را در محفظه سنگ شکن پر می کنند و باعث گیر کردن آنها می شود.
- هدف اصلی از طراحی مخازن ذخیره قبل از سنگ شکنها، خوراک دهی یکنواخت به سنگ شکنها می باشد.
- سنگ شکنی معمولاً در دو شیفت انجام می گیرد ولی کارخانه کانه آرایه در سه شیفت کار می کند.

### ۸-۲- سنگ شکنی مدار باز (Open-circuit Crushing)

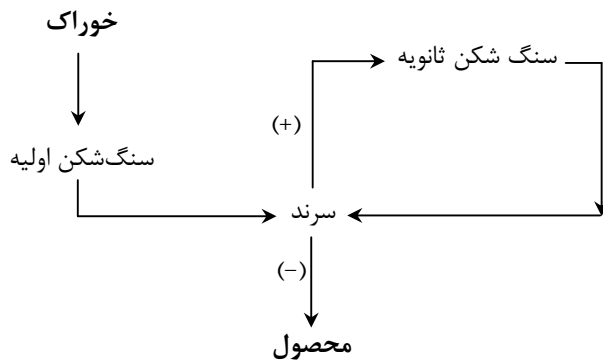
- سنگ شکنی مدار باز معمولاً در مرحله سنگ شکنی متوسط یا وقتی که خوراک آسیای میله ای، محصول سنگ شکن ثانویه باشد، استفاده می شود.



شکل ۸-۲- سنگ شکنی مدار باز

### ۸-۳- سنگ شکنی مدار بسته (Closed-circuit Crushing)

- اگر محصول سنگ شکن ثانویه خوراک آسیای گلوله ای باشد از مدار بسته استفاده می شود.



شکل ۸-۳- سنگ شکنی مدار بسته



- کار در مدار بسته، انعطاف بیشتری به کارخانه سنگ‌شکنی می‌دهد.
- وقتی که سنگ‌شکنی مدار بسته انتخاب می‌شود، آزادی بیشتری برای مقابله با تغییرات احتمالی در شرایط کار وجود دارد.

### ۸-۴- سنگ‌شکن‌های اولیه (Primary Crushers)

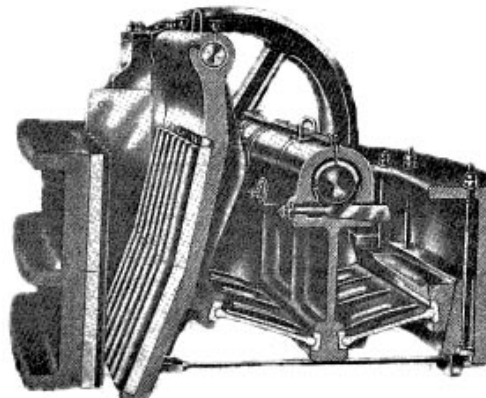
- سنگ‌شکن‌های اولیه، ماشین‌های خیلی سنگینی هستند که عمدتاً در مدار باز از آنها استفاده می‌شود.
- انواع سنگ‌شکن‌های اولیه:

(۱) سنگ‌شکن فکی

(۲) سنگ‌شکن ژیراتوری

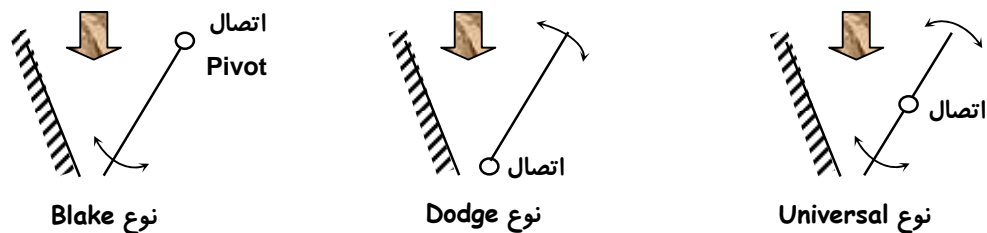
#### ۸-۴-۱- سنگ‌شکن فکی (Jaw Crusher)

- مشخصه بارز این نوع سنگ‌شکن‌ها، دو صفحه قابل باز و بسته شدن است.
- قرارگیری فکها نسبت به یکدیگر به صورت زاویه‌دار می‌باشد.
- در این نوع سنگ‌شکن‌ها، یک فک ثابت و یک فک متحرک است.



شکل ۸-۴- سنگ‌شکن فکی

- سنگ‌شکن‌های فکی بر اساس ساختارشان به سه نوع تقسیم‌بندی می‌شوند:



شکل ۸-۵- انواع سنگ‌شکن فکی

- در سنگ شکن های فکی، عمل خرد شدن در نیم سیکل انجام می شود.
- سنگ شکن فکی نوع Dodge معمولاً در آزمایشگاه ها به کار گرفته می شود.
- در صنعت از سنگ شکن های نوع Blake استفاده می شود. چون دهانه خروجی متغیر است و احتمال گرفتگی کم است.
- بعد از هر فشار، زمانی وجود دارد که در آن زمان سنگ به نقطه ای در پایین سقوط می کند (سنگ شکنی آزاد).
- عرض صفحات و فاصله بین فکها در نقطه ورودی خوراک، دو مشخصه سنگ شکن های فکی است.



سنگ شکنی با مشخصه  $1220\text{ mm} \times 1830\text{ mm}$  معادل است با:

$$\text{عرض} = 1830\text{ mm}$$

$$\text{فاصله فکها} = 1220\text{ mm}$$

- نوسان زیاد در منطقه خروجی سنگ شکن از گرفتگی آن جلوگیری می کند.
- اگر حجم مواد ورودی در یک سطح مقطع بیش از مقدار خروجی باشد این نوع سنگ شکنی به سنگ شکنی خفه شده معروف است. در این حالت ذرات همدیگر را خرد کرده و مقدار زیادی ذرات ریز تولید می شود.

□ ظرفیت حجمی سنگ شکن فکی:

$$Q = BSS' \cot [a.k.60n]$$

$a$ : زاویه فک متحرک با محور عمودی (درجه)

$n$ : سرعت سنگ شکن (دور در دقیقه)

$k$ : ثابت مواد (معمولاً بین ۲-۱/۵)

$Q$ : ظرفیت سنگ شکن ( $m^3/h$ )

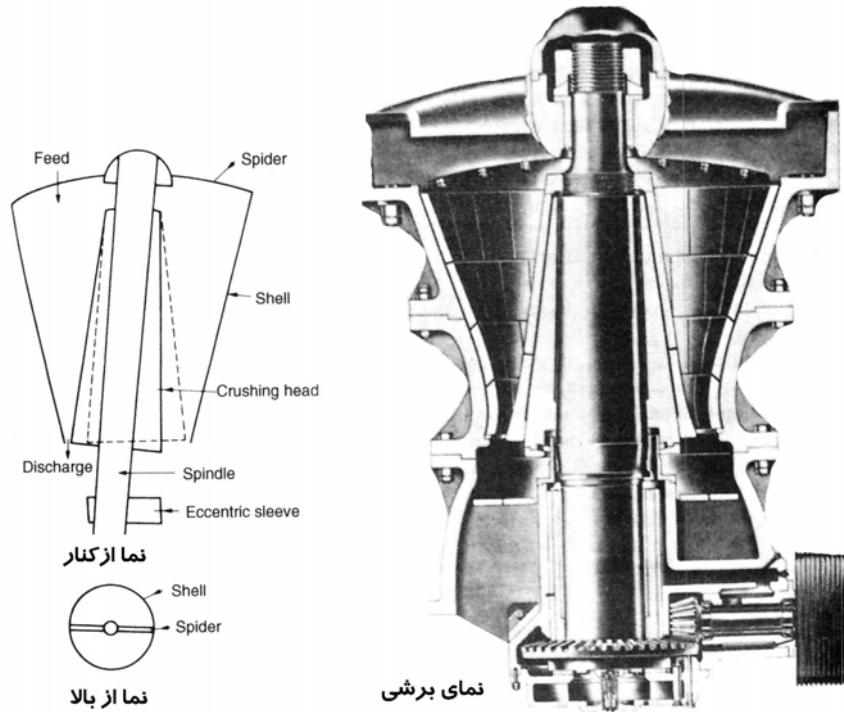
$B$ : عرض داخلی ( $m$ )

$S$ : دهانه خروجی در حالت باز ( $m$ )

$S'$ : کورس پرتاب ( $m$ )

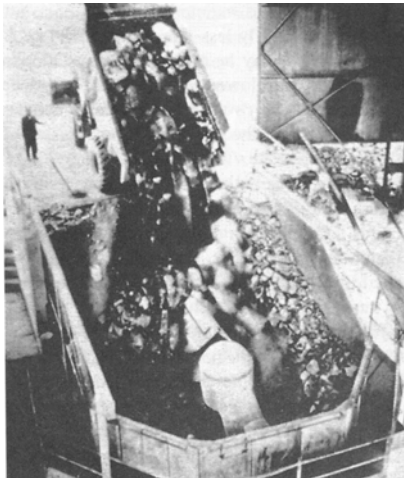
### ۸-۴-۲- سنگ شکن ژیراتوری (Gyratory Crusher)

- معمولاً روی سطح زمین از آن استفاده می شود.
- چرخش محور معمولاً بین ۸۵ تا ۱۰۵ دور در دقیقه است.
- سنگ شکن ژیراتوری را می توان به عنوان تعداد نامحدودی سنگ شکن فکی با عرض خیلی کم در نظر گرفت.



شکل ۸-۶- سنگ شکن ژیراتوری

- در سنگ شکن ژیراتوری برخلاف سنگ شکن فکی، در تمام سیکل عمل خردایش صورت می‌گیرد، در نتیجه ظرفیت آن از سنگ شکن فکی مشابه (دهانه خروجی یکسان) بیشتر است.
- سنگ شکنی بیش از  $900 t/h$  با سنگ شکن ژیراتوری انجام می‌گیرد.
- سنگ شکن ژیراتوری دارای قابلیت خوراک‌دهی مستقیم از طریق کامیون بدون نیاز به سیستم‌های گران خوراک‌دهنده، می‌باشد.



شکل ۸-۷- خوراک دهی مستقیم سنگ شکن ژیراتوری از کامیون

- انواع سنگ شکنهای ژیراتوری با دهانه ورودی  $1830\text{mm}$  که قادرند سنگ معدنهای با اندازه  $1370\text{mm}$  را با نرخ  $5000\text{t/h}$  و اندازه محصول  $200\text{mm}$  خرد کنند، طراحی شده‌اند.
- اگر  $A$  دبی ورودی به سنگ شکن بر حسب تن بر ساعت باشد و

$$A > 161/7 \times [m]^2 \text{ [دهانه خروجی (m)]}^2$$

باید از سنگ شکن ژیراتوری استفاده کرد، در غیر این صورت سنگ شکن فکی مناسب است.

### □ ظرفیت حجمی سنگ شکن ژیراتوری:

$$Q = (D - S)\pi SS' \cot[a.k.60n]$$

- $Q$ : ظرفیت سنگ شکن ( $m^3/h$ )
- $a$ : زاویه فک متحرک با محور عمودی (درجه)
- $D$ : قطر بیرونی محور خرد کننده در نقطه خروجی ( $m$ )
- $n$ : سرعت سنگ شکن (دور در دقیقه)
- $S$ : دهانه خروجی ( $m$ )
- $S'$ : کورس پرتاب ( $m$ )
- $k$ : ثابت مواد (معمولاً بین ۲-۳)

### ۸-۵- سنگ شکنهای ثانویه (Secondary Crushers)

- ابعاد ذرات خوراک این نوع سنگ شکنها معمولاً کمتر از  $15\text{cm}$  می‌باشد.
- کار این مرحله از سنگ شکنی به دلیل کنار گذاشتن مواد مزاحم مانند فلزات به تله افتاده، چوب و نرمه راحت تر می‌باشد.
- عمده عملیات سنگ شکنی مرحله دوم کانه‌های فلزی با سنگ شکنهای مخروطی انجام می‌شود.
- سنگ شکنهای غلتکی و ضربه‌ای در بعضی موارد به عنوان سنگ شکن ثانویه نیز بکار می‌روند.

### ○ ۸-۵-۱- سنگ شکن مخروطی (Cone Crusher)

- این نوع سنگ شکن شبیه سنگ شکن ژیراتوری بوده و محور کوتاه‌تر و معلق نبودن آن، مشخصه آن است.
- سنگ شکن‌های مخروطی توسط قطر آستر مخروط در پایین، به انواع مختلف طبقه‌بندی می‌شوند.
- این نوع سنگ شکنها تا قطر  $3/1\text{m}$  طراحی شده است.



شکل ۸-۸- تفاوت بین سنگ شکن مخروطی و ژیراتوری

- حرکت قسمت متحرک این سنگ‌شکن بیش از سنگ شکنهای اولیه است (تقریباً ۵ برابر) و به همین علت بایستی تنشهای سنگین‌تر را تحمل کند.
- سرعت این سنگ‌شکنها بیشتر از دو نوع قبلی است.

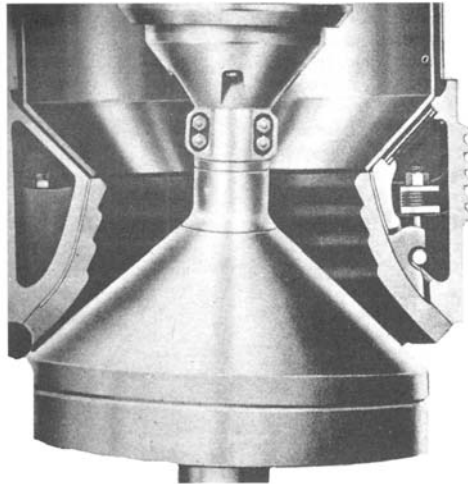
### □ انواع سنگ‌شکنهای مخروطی

(۱) استاندارد (Standard):

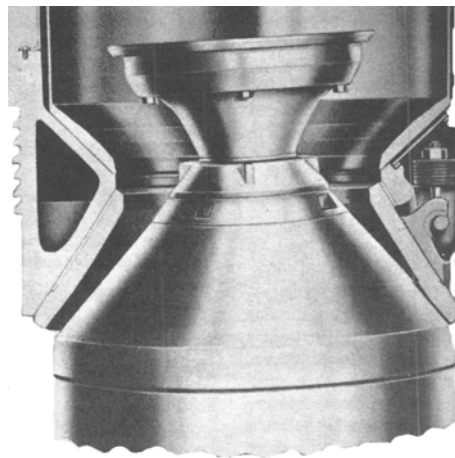
برای خرد کردن ذرات درشت‌تر کاربرد دارند. ابعاد محصول آنها  $۰/۵-۶\text{cm}$  می‌باشد.

(۲) سر کوتاه (Short - head):

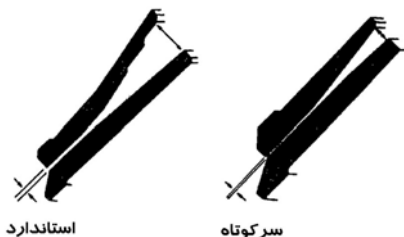
برای خرد کردن ذرات ریز کاربرد دارند. ابعاد محصول آنها  $۰/۲-۲\text{cm}$  می‌باشد.



شکل ۸-۹- سنگ‌شکن مخروطی استاندارد



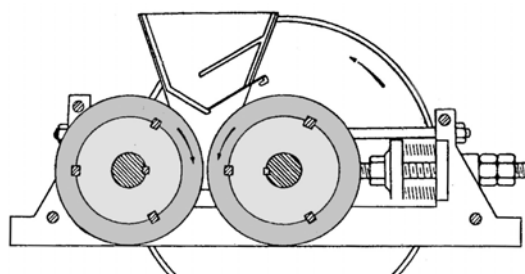
شکل ۸-۱۰- سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه



شکل ۸-۱۱- تفاوت سنگ شکنهای مخروطی نوع استاندارد با سر کوتاه

### ۸-۵-۲- سنگ شکنهای غلتکی (Roll Crushers)

- این نوع سنگ شکنها کمتر مورد استفاده قرار می گیرند و با سنگ شکنهای مخروطی جانشین شده اند.
- برای مواد ترد و شکننده، چسبناک، یخ زده و موادی مانند سنگ آهک، زغال سنگ، گچ و فسفات مناسب می باشند.
- سایش روی غلتکها زیاد است و از پوششهای فولادی منگنزار استفاده می شود.
- یکنواخت توزیع کردن خوراک روی غلتکها از سایش زیاد جلوگیری می کند.
- در این نوع سنگ شکنها جهت مقابله با متورم شدن سنگ های شکسته شده در محفظه سنگ شکنی، خوراک دهی بایستی به آهستگی صورت گیرد.



شکل ۸-۱۲- سنگ شکن غلتکی

#### □ ظرفیت سنگ شکنهای غلتکی:

$$Q = 188.5NDWSd$$

$W$ : عرض غلتکها (m)

$Q$ : ظرفیت سنگ شکن (kg/h)

$S$ : وزن مخصوص خوراک ( $kg/m^3$ )

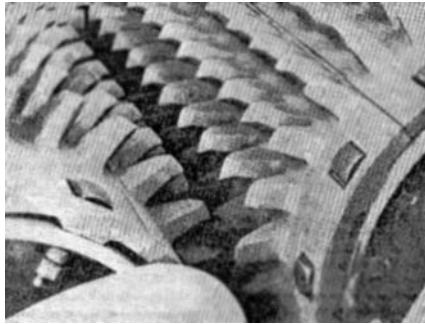
$N$ : سرعت سنگ شکن (دور در دقیقه)

$d$ : فاصله بین غلتکها (m)

$D$ : قطر غلتکها (m)

- در عمل ظرفیت سنگ شکن غلتکی ۲۵٪ میزان تئوریک (محاسبه شده) است.
- در سنگ شکنی غلتکی دندانه دار (Toothed Crushing) عمل خرد کردن، ترکیبی از فشار و شکافندگی است.

- کاربرد اصلی سنگ‌شکن غلتکی دنداندار، شکستن مواد درشت است و غلتکهای ۱ متری برای خرد کردن ذرات ۴۰ cm بکار می‌روند.



شکل ۸-۱۳- سنگ‌شکن غلتکی دنداندار

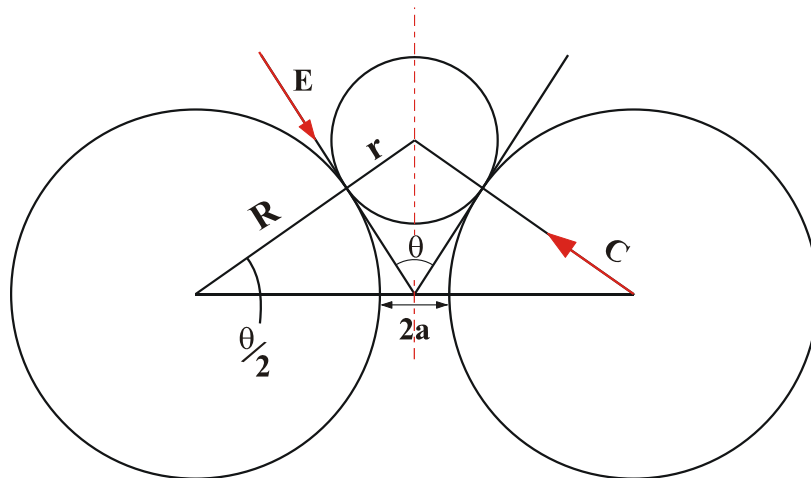
### □ گیر افتادن سنگ در بین دو غلتک

- اگر زاویه درگیر شدن  $\theta$  باشد و نیروی شعاعی C از طرف غلتک وارد شود:

$$\text{مؤلفه قائم} = C \sin(\theta/2)$$

$$\mu C = \text{نیروی اصطکاکی مماسی (E)}$$

$\mu$ : ضریب اصطکاک



شکل ۸-۱۴- نیروهای وارده بر ذره در سنگ‌شکن غلتکی

$$\mu C \cos(\theta/2) = \text{مؤلفه عمودی نیروی اصطکاک}$$

$$\text{تبادل نیروها در جهت عمودی: } 2C \sin(\theta/2) = 2\mu C \cos(\theta/2)$$

$$\mu = \frac{\sin(\theta/2)}{\cos(\theta/2)} = \tan(\theta/2)$$

- بنابراین بایستی  $\mu > \tan(\theta/2)$

- چون ضریب اصطکاک اغلب کانه‌ها و فولاد  $0.2-0.3$  است، بنابراین نایستی  $\theta$  بیش از  $30^\circ$  باشد.
- مقدار ضریب اصطکاک با افزایش سرعت کاهش پیدا می‌کند، هرچه زاویه بیشتر باشد سرعت بایستی کمتر شود.

○ اگر فاصله بین دو غلتک  $2a$  باشد، در نتیجه:  $\cos\left(\frac{\theta}{2}\right) = \frac{R+a}{R+r}$

- معادله بالا برای تعیین بزرگترین اندازه سنگ درگیر، با توجه به نسبت کاهش  $\left(\frac{r}{a}\right)$  و قطر غلتک بکار می‌رود.



با توجه به داده‌های زیر، حداکثر شعاع ذره قابل خرد کردن را محاسبه کنید.

$$\theta = 20^\circ \quad \frac{r}{a} = 2 \quad R = 200 \text{ mm}$$

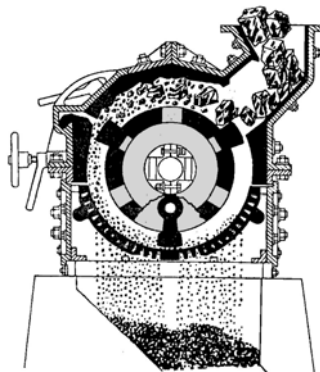
حل:

$$\cos(10) = \frac{200+a}{200+2a} \Rightarrow 0.98 = \frac{200+a}{200+2a} \Rightarrow 196.96 + 1.97a = 200 + a \Rightarrow -3.04 = -0.97a$$

$$a = 3.13 \text{ mm} \quad \frac{r}{a} = 2 \Rightarrow r = 2 \times 3.13 \text{ mm} = 6.3 \text{ mm}$$

### ۸-۵-۳- سنگ شکنهای ضربه‌ای (Impact Crushers)

- در این نوع سنگ شکنها، برای خردایش از ضربه بجای فشار استفاده می‌شود.
- تنش‌های داخلی در این نوع سنگ شکنی ذخیره نمی‌شود. به عبارت دیگر، ترکهای بعدی به وجود نمی‌آید. به همین دلیل، محصولات این نوع سنگ شکن در ساختمان سازی و جاده سازی استفاده می‌شود.
- برای سنگهایی با خاصیت پلاستیکی مناسب هستند.



شکل ۸-۱۵- سنگ شکن ضربه‌ای، نوع چکشی (Hammer)



## آسیاهای نرم کننده (Grinding Mills)

### ۹-۱- مقدمه

- نرم کردن آخرین فرآیند خردایش است.
- در عملیات نرم‌کنی مکانیزم‌های کاهش ابعاد ذرات، ضربه و ساییش (Impact & Abrasion) می‌باشند.
- آسیاها اغلب بصورت محفظه‌های فولادی استوانه‌ای گردان (Tumbling Mills) ساخته می‌شوند.
- بار خرد کننده که ممکن است شامل میله‌های فولادی، گلوله‌ها، سنگ‌های سخت و یا خود کانه باشد، در داخل آسیا بطور آزادانه حرکت می‌کنند.
- در عملیات آسیا کنی، ذرات از ابعاد  $5mm-250$  به  $10\mu m-300$  رسانده می‌شوند.
- بالاترین انرژی مصرفی در کارخانه کانه‌آرایی، به خردایش نسبت داده می‌شود. (۵۰٪ کل انرژی مصرفی)
- عمل نرم کردن در اثر ضربات اتفاقی صورت می‌گیرد که در آن هر دوی ذرات آزاد و قفل شده وجود دارند.



با ارزش آزاد



گانگ آزاد



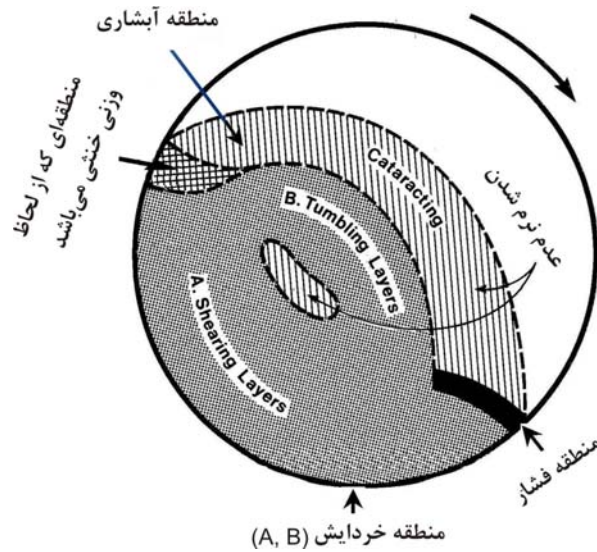
قفل شده

شکل ۹-۱- انواع ذرات از نظر میزان آزاد شدگی

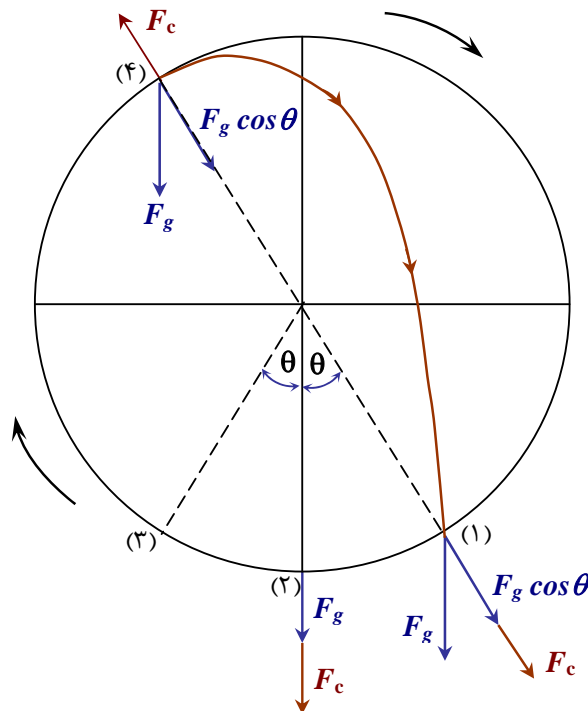
- فقط ذرات قفل شده برای نرم‌کردن مناسب می‌باشند.
- حالت ایده‌آل، وارد کردن ضربه در مرز بین دانه‌های کانیها است.
- اندازه محصول نهایی توسط بار خرد کننده، سرعت چرخش آسیا، نوع کانه تغذیه شده، نوع مواد مورد استفاده و زمان توقف ذرات در آسیا تعیین می‌شود.

## ۹-۲- حرکت بار (Charge) در آسیای گردان

- مقدار بار خرد کننده معمولاً از نصف حجم آسیا کمتر است. (۴۰٪ حجم آسیا با گلوله پر می‌شود)
- به دلیل چرخش و اصطکاک آستر آسیا، مواد خرد کننده تا یک نقطه‌ای که تعادل دینامیکی حاصل شود به بالا حمل می‌شوند (برابری نیروی گریز از مرکز و مؤلفه شعاعی وزن گلوله).



شکل ۹-۲- نواحی مختلف در آسیای گردان



$N$ : سرعت آسیا (RPM)

$D$ : قطر آسیا (m)

$d$ : قطر گلوله (m)

$g$ : شتاب جاذبه ( $m/s^2$ )

$m$ : جرم گلوله (kg)

$V$ : سرعت خطی گلوله (m/s)

شکل ۹-۳- نیروهای وارده بر واسطه خردایش (گلوله)



- در نقطه (۱) نیروی نگهدارنده گلوله، مجموع مؤلفه عمودی وزن ( $F_g \cos\theta$ ) و نیروی گریز از مرکز ( $F_c$ ) می‌باشد.
- در نقطه (۲) نیروی نگهدارنده به حداکثر خود می‌رسد.
- در نقطه (۳) نیروی نگهدارنده مانند نقطه (۱) است.
- در نقطه (۴) نیروی نگهدارنده کاهش می‌یابد و در این نقطه مؤلفه عمودی وزن با نیروهای گریز از مرکز برابری می‌کند.

$$F_g \cos(\theta) = F_c$$

$$mg \cos(\theta) = \frac{mV^2}{R} \quad V = \frac{2\pi RN}{60} \quad R = \frac{D-d}{2}$$

$$\cos(\theta) = 0.0011N^2 R$$

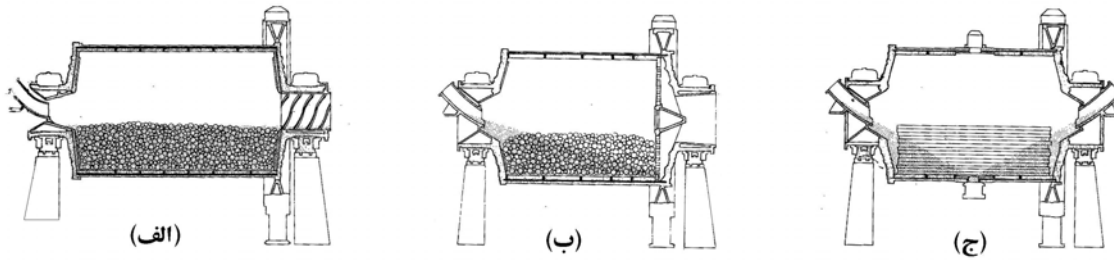
در سرعتهای بحرانی  $\cos(\theta) = 1 \Leftarrow \theta = 0$

$$N_c = \frac{42.3}{\sqrt{D-d}}$$

$N_c$ : سرعت بحرانی (RPM)

- سرعت آسیا باید طوری باشد که گلوله‌های در حال سقوط به پاشنه بار برخورد کنند نه روی آستر، زیرا در غیر اینصورت آستر سریع ساییده می‌شود.
- در سرعت آسیای یکسان، هر چه بار به ارتفاع بیشتری برده شود، عمل خرد کردن بهتر انجام می‌شود.
- سرعت کم و یا آستر صاف باعث لغزش گلوله‌ها روی هم می‌شود و خردایش اساساً سایشی می‌شود.
- در سرعتهای زیاد، حرکت آبشاری (Catacting) مواد خرد کننده به خردایش توسط ضربه و محصول نهایی درشت‌تر و سایش کمتر منجر می‌شود.
- سرعت بحرانی (Critical Speed) سرعتی است که بار دور پوسته بدون جدا شدن از آن به همراه آسیا بچرخد. در این حالت عمل خردایش صورت نمی‌گیرد.
- در عمل، لغزش بین بار خرد کننده و آستر آسیا وجود دارد و در نتیجه سرعت بحرانی بیش از مقدار محاسباتی در نظر گرفته می‌شود.
- آسیاها معمولاً با سرعتهایی معادل ۵۰٪-۹۰٪ سرعت بحرانی کار می‌کنند.
- افزایش سرعت آسیا، ظرفیت آن را افزایش می‌دهد.
- سرعت کم وقتی استفاده می‌شود که ظرفیت کامل قابل دسترسی نیست و سرعت زیاد برای ظرفیت بالا و نرم کردن ذرات درشت به کار می‌رود.

○ آسیاها بر حسب نوع ورود و خروج مواد به سه دسته تقسیم می‌شوند:



شکل ۹-۴- انواع آسیاها بر حسب ورود و خروج مواد

(الف) خروجی به صورت سرریز، (ب) خروجی توسط شبکه و (ج) خروجی از محفظه‌های اطراف پوسته

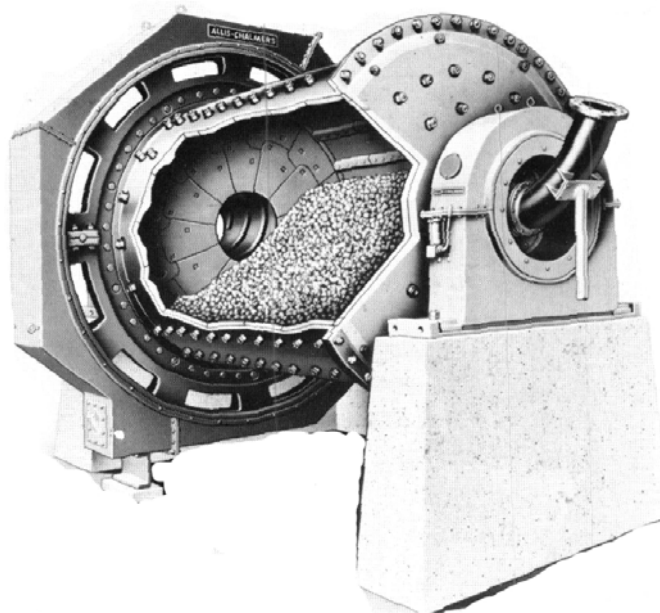
○ معمولاً خوراک بطور پیوسته از یک طرف آسیا وارد می‌شود و از طرف دیگر خارج می‌شود. در بعضی از کاربردها، محصول ممکن است از طریق محفظه‌ای که در اطراف پوسته تعبیه شده خارج شود.

### ۹-۳- آسیاهای گردان (Tumbling Mills)

- آسیاهای گردان به سه نوع اصلی تقسیم می‌شوند: گلوله‌ای، میله‌ای و خود شکن.
- هر چه ابعاد ذرات خوراک بزرگتر باشد، قطر آسیا نیز برای خرد کردن مناسب بایستی بزرگتر شود.
- طول آسیا با توجه به حجم مورد نیاز (ظرفیت) تعیین می‌شود.

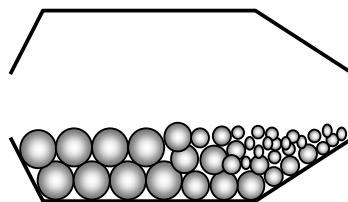
### ۹-۳-۱- آسیاهای گلوله‌ای (Ball Mills)

○ در آسیاهای گلوله‌ای نسبت طول به قطر کمتر از  $2/5$  می‌باشد.



شکل ۹-۵- آسیای گلوله‌ای

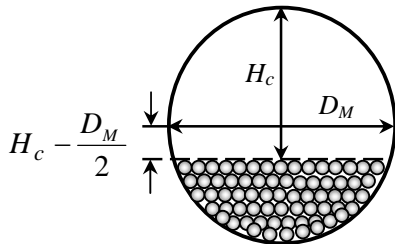
- چون گلوله‌ها دارای سطح جانبی بر واحد وزن بیشتری نسبت به میله‌ها می‌باشند در نتیجه برای نرم کردن ریزتر مناسب می‌باشند.
- در نرم کردن اولیه، معمولاً قطر گلوله‌ها بین ۵-۱۰ cm بوده و در نرم کردن مجدد قطر گلوله‌ها ۲-۵ cm می‌باشند.
- آسیاهای گلوله‌ای که نسبت طول به قطر آنها بیش از ۳ باشد به آسیاهای لوله‌ای (Tube Mills) معروف می‌باشند.
- آسیاهای لوله‌ای که بار خرد کننده آنها ذرات سخت سرند شده می‌باشد به آسیاهای قلوه سنگی (Pebble Mills) معروف هستند.
- دانسیته پالپ نبایستی خیلی زیاد باشد چون جریان مواد در طول آسیا مشکل می‌شود و از طرف دیگر نبایستی خیلی رقیق باشد چون باعث تماس فلز و در نتیجه افزایش مصرف فولاد می‌شود.
- برای بالا بردن کارایی نرم کردن، گلوله‌ها بایستی تا حد امکان کوچک باشند و باید طوری طراحی شوند که بزرگترین گلوله توانایی خرد کردن بزرگترین و سخت‌ترین ذرات خوراک را داشته باشد.
- گلوله‌ها از فولاد آلیاژی با کربن بالا ساخته می‌شوند و مصرف آنها بین ۰/۱ تا ۱ کیلوگرم بر هر تن است که بسته به سختی کانه، ریزی نرم کردن و کیفیت بار خرد کننده، تغییر می‌کند.
- مصرف گلوله در اثر سه عامل زیر به وجود می‌آید:
  - ۱) سایش
  - ۲) ضربه
  - ۳) خوردگی شیمیایی
- در مصرف گلوله‌ها، عامل عمده سایش است و خوردگی شیمیایی بخش کوچکی از آن را تشکیل می‌دهد (کمتر از ۱۰٪).
- جدایش گلوله‌ها در داخل آسیا به دلیل شکل خاص آن صورت می‌گیرد.



شکل ۹-۶- جدایش گلوله‌ها در آسیای با انتهای مخروطی

۹-۳-۱-۱- حجم بار (Charge Volume)

○ به درصد حجم اشغال شده فضای داخل آسیا توسط گلوله‌ها که شامل فضای خالی بین گلوله‌ها نیز می‌شود، حجم بار گفته می‌شود.



$H_C$ : فاصله بین سطح گلوله‌های ساکن و بالای آسیا

$D_M$ : قطر داخلی آسیا

اگر  $L$  معرف طول آسیا باشد:

$$\text{حجم گلوله‌ها} = \left[ \frac{1}{2} \pi \frac{D_M^2}{4} - D_M \left( H_C - \frac{D_M}{2} \right) \right] L$$

$$\text{درصد حجم آسیا اشغال شده توسط گلوله‌ها} = \left[ \frac{\left[ \left( \frac{\pi}{8} + \frac{1}{2} \right) D_M^2 - D_M H_C \right] L}{\frac{L \pi D_M^2}{4}} \right] 100$$

$$\text{حجم بار (\%)} = 113.7 - 127.3 \frac{H_C}{D_M}$$

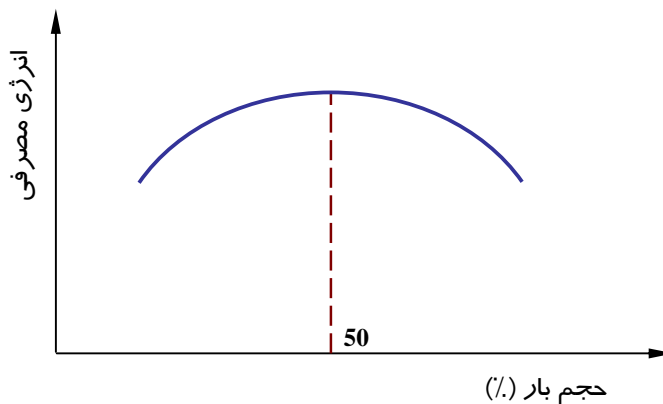
$$113.7 D_M - 127.3 H_C > 0$$

بنابراین، رابطه محاسبه حجم بار در محدوده  $H_C > 0$  و  $\frac{H_C}{D_M} < 0.893$  معتبر می‌باشد.

○ برای آسیاهای سرریز شونده (Overflow Mills) حداکثر حجم گلوله‌ها، ۴۴٪-۴۰٪ حجم آسیا است.

○ شکل زیر رابطه انرژی مصرفی و حجم اشغال شده توسط بار خرد کننده را نشان می‌دهد.

فاصله مرکز ثقل بار از محور آسیا  $\times$  وزن بار  $\propto$  انرژی مصرفی



شکل ۹-۷- رابطه انرژی مصرفی با حجم اشغال شده آسیا



۹-۳-۱-۲- اندازه بار خرد کننده

○ گلوله‌های ریز به دلیل سطح زیاد، ظرفیت آسیا کردن را افزایش می‌دهند. ولی از طرف دیگر ممکن است انرژی لازم برای خرد کردن ذرات درشت را نداشته باشند. افزایش سرعت و قطر آسیا می‌تواند تا حدی این مشکل را کاهش دهد.

○ رابطه تجربی برای تعیین اندازه گلوله‌هایی که بایستی به آسیا اضافه کرد:

$$D_m = \left[ \frac{d_{80,I} W_i}{K D_M^{0.25}} \left( \frac{\rho_s}{\rho_f} \right)^{0.5} \left( \frac{N_C}{N} \right) \right]^{0.5} \left( \frac{7800}{\rho_m} \right)^{0.33}$$

$\rho_m$ : دانسیته گلوله ( $g/cm^3$ )

$D_M$ : قطر آسیا ( $m$ )

$\rho_f$ : دانسیته سیال ( $g/cm^3$ )

$d_{80,I}$ : عبوری خوراک ۸۰٪ ( $m$ )

$\rho_s$ : دانسیته خوراک ( $g/cm^3$ )

$K$ : برای آسیای گلوله‌ای = ۰/۴۶ و برای آسیای میله‌ای = ۰/۶۹

$N$ : سرعت (دور در دقیقه)

$W_i$ : اندیس کار باند ( $kWh/t$ )

$N_C$ : سرعت بحرانی (دور در دقیقه)

۹-۳-۱-۳- توان مؤثر در آسیا

○ توان مصرفی در آسیا به عوامل زیر بستگی دارد:

(۱) طول آسیا

(۲) حجم بار

(۳) سرعت

(۴) نوع آسیا

معادله محاسبه توان آسیا:

$$P = 8.44 D_M^{2.5} L K_L K_{SP}$$

$K_{SP}$ : فاکتور سرعت

$P$ : توان ( $kW$ )

$L$ : طول آسیا ( $m$ )

$D_M$ : قطر داخلی آسیا ( $m$ )

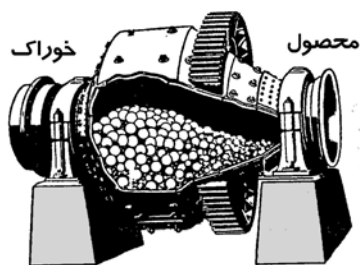
$K_L$ : فاکتور بار

جدول ۹-۱- مقادیر فاکتور سرعت و فاکتور بار

فاکتور بار: $K_L$	بار (%)	فاکتور سرعت: $K_{SP}$	سرعت (%)
۵/۲	۴۰	۰/۱۸	۷۴
۵/۴	۴۲	۰/۲	۸۰
		۰/۲۲۵	۹۰

۹-۳-۲- آسیای گلوله‌ای Hardinage

- این آسیا با اضافه کردن یک قسمت مخروطی، با زاویه حدوداً ۳۰ درجه، به استوانه اصلی ساخته می‌شود.
- به دلیل نیروی گریز از مرکز، گلوله‌های بزرگ در نزدیک ورودی و گلوله‌های کوچک در نزدیکی خروجی تجمع پیدا می‌کنند.

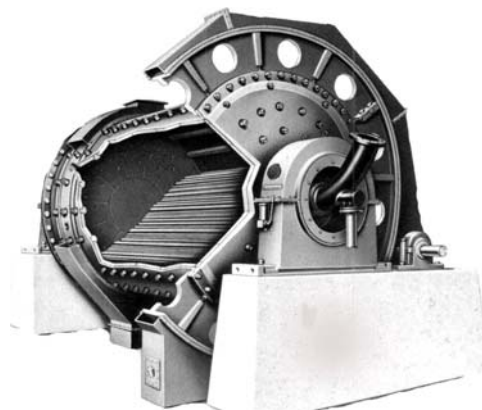


شکل ۹-۸- آسیای گلوله‌ای Hardinage

- وجود گلوله‌های بزرگ در نزدیک ورودی برای خردایش مواد مفید است، چون گلوله‌های درشت با ذرات درشت در تماس می‌باشد و در انتهای آسیا که ذرات کوچکتر شده‌اند با گلوله‌های کوچک در تماس هستند.

۹-۳-۳- آسیاهای میله‌ای (Rod Mills)

- ابعاد ذرات خوراکی به بزرگی ۵cm را به ۳۰  $\mu m$  کاهش اندازه می‌دهد.



شکل ۹-۹- آسیای میله‌ای



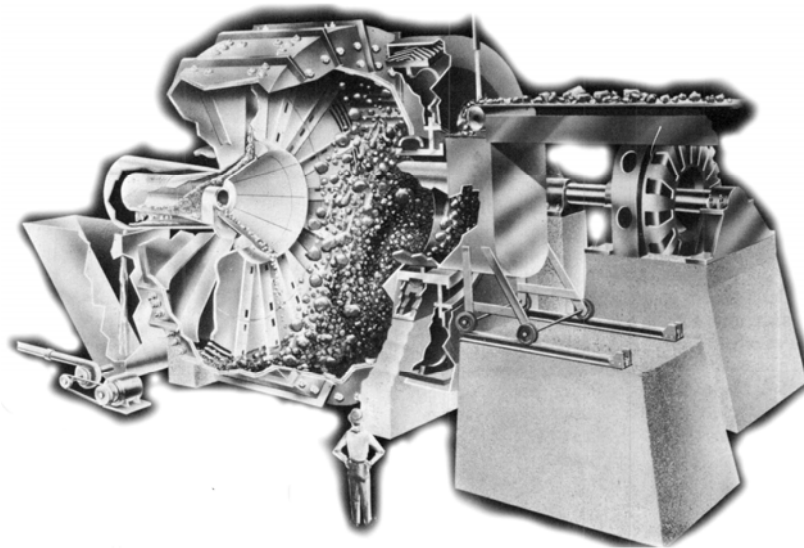
- چون میله‌های بلندتر از  $6m$  معمولاً خم می‌شوند، این مسئله در تعیین بزرگترین طول آسیاهای میله‌ای دخیل می‌باشد.
- مصرف میله‌ها به مشخصات خوراک، سرعت آسیا، طول میله و اندازه ابعاد محصول بستگی دارد. مصرف میله‌ها معمولاً در دامنه  $1-1/1$  کیلوگرم فولاد بر هر تن عملیات تر قرار دارد.
- ذرات درشت خوراک، میله‌ها را در ورودی از هم باز می‌کند و یک آرایش مخروطی به آن می‌دهد (شکل ۹-۱۰). این امر باعث می‌شود که نرم شدن روی مواد درشت صورت گیرد و نرمه کمتری تولید شود. به همین علت این نوع آسیاها در مدار باز به کار گرفته می‌شوند.



شکل ۹-۱۰- عمل خردایش توسط میله‌ها

### ۹-۳-۴- آسیاهای خود شکن و نیمه خود شکن (Autogenous and Semi Autogenous Mills)

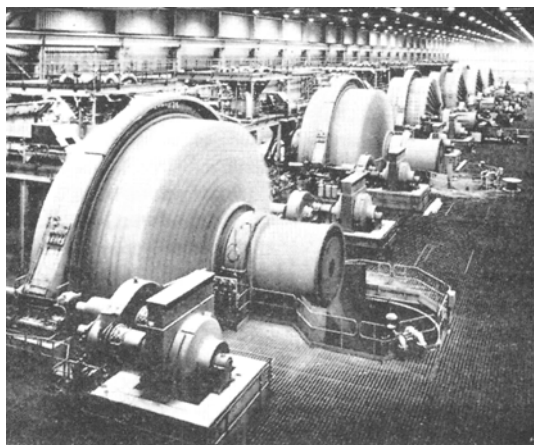
- مشخصه اصلی این نوع آسیاها، نسبت قطر به طول زیاد آنهاست (بیش از ۲).



شکل ۹-۱۱- آسیای خود شکن (نمای برشی)

- در اثر ترکهای موجود در سنگ، تکه‌های بزرگ زودتر شکسته می‌شوند.
- ذرات با اندازه‌هایی وجود دارند که آنچنان بزرگ نیستند که توسط نیروی وزن خودشان شکسته شوند، این اندازه ابعاد به اندازه بحرانی معروف هستند و در داخل آسیا تجمع پیدا می‌کنند. برای رفع این مشکل، یا

از آسیاهای نیمه خود شکن (Semi-Autogenous Mills) استفاده می‌شود یا این ذرات را جدا کرده و بطور مجزا سنگ‌شکنی می‌شوند.

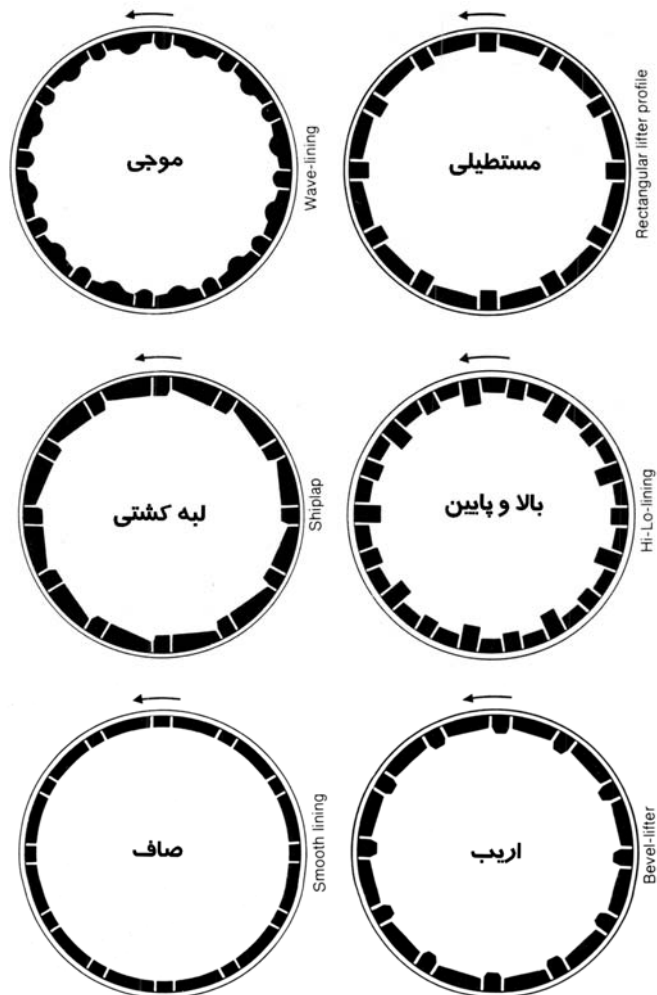


شکل ۹-۱۲- مجموعه‌ای از آسیاهای نیمه خودشکن

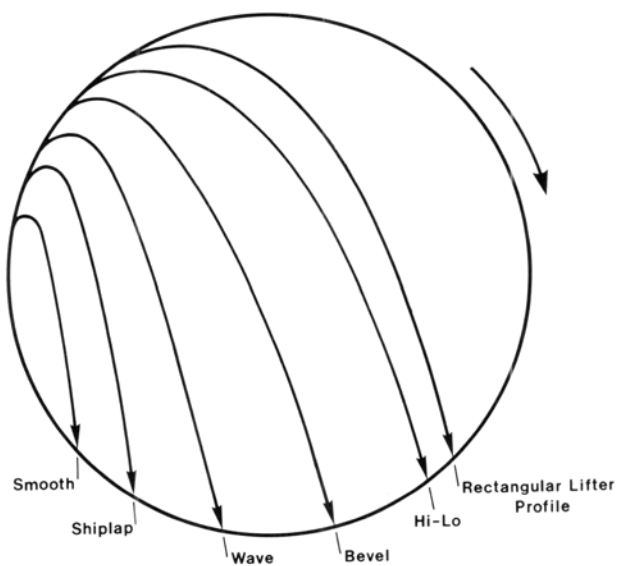
- در آسیای نوع نیمه خودشکن، مقدار بار گلوله‌ها بهترین اثر را در دامنه  $6-10\%$  با احتساب فضای خالی دارد.
- برای سنگ‌معدنهایی که از دانه‌های خیلی محکم به هم پیوسته تشکیل شده‌اند، این نوع نرم کردن ممکن است به دلیل ایجاد نرمه مطلوب نباشد.

### ۹-۴- آستر (Liner)

- سطح داخل آسیاها شامل آسترهای قابل تعویض می‌باشند که بایستی ضربات را تحمل کرده و در مقابل سایش مقاوم باشند و مطلوب‌ترین حرکت بار را ایجاد کنند.
- آسترها معمولاً از فولاد منگنزدار یا کروم-مولیبدن که دارای مقاومت ضربه‌ای بالایی هستند، ساخته می‌شوند.
- آسترهای لاستیکی به جهت عمر زیاد، نصب آسانتر و صدای کمتر در مواردی جانشین آسترهای فولادی شده‌اند.
- هزینه آستر آسیاها یکی از عمده‌ترین هزینه‌ها در عملیات خردایش است.
- قطر آسترهای لاستیکی زیاد و در مقابل مواد شیمیایی مقاوم نیستند.
- مقاومت کم آسترهای لاستیکی در برابر نیروهای خیلی قوی، استفاده آنها را در نرم کردن اولیه محدود کرده است.



شکل ۹-۱۳- انواع آسترهای آسیای گردان



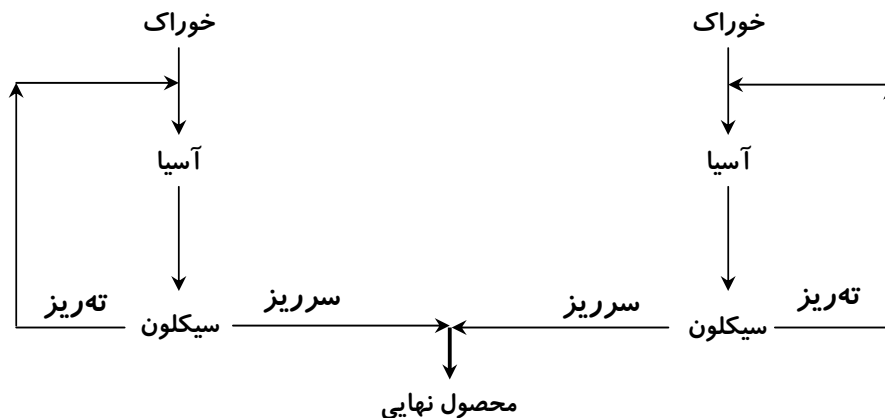
شکل ۹-۱۴- تأثیر نوع آستر در سقوط بار خرد کننده

## ۹-۵- مدارهای نرم کردن (Grinding Circuits)

- نرم کردن تر عموماً در کانه‌آرایی به جهت مزیت‌های زیر استفاده می‌شود:
  - (۱) مصرف کمتر انرژی به‌ازای هر تن محصول
  - (۲) ظرفیت بیشتر به‌ازای واحد حجم آسیا
  - (۳) امکان استفاده از عملیات سرد کردن تر برای کنترل دقیق اندازه ذرات محصول
  - (۴) حذف مسئله گرد و غبار
  - (۵) امکان استفاده از روشهای ساده انتقال و حمل و نقل، مانند پمپ و لوله
- مدارها به دو دسته بزرگ تقسیم می‌شوند:
  - (۱) مدار باز: بدون کنترل اندازه ذرات محصول (بدون بار در گردش)
  - (۲) مدار بسته: کنترل اندازه ذرات محصول (با بار در گردش)
- در مدار بسته، که عمدتاً در کانه‌آرایی از آن استفاده می‌شود هدف، خارج کردن مواد به محض رسیدن به اندازه مورد نظر می‌باشد.

### ۹-۵-۱- مدار نرم کردن موازی

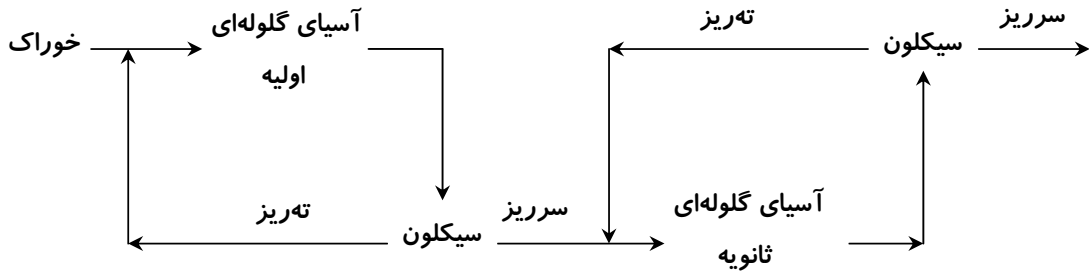
- در این مدار هر واحد می‌تواند بدون ایجاد اختلال در کار، از مدار خارج شود.



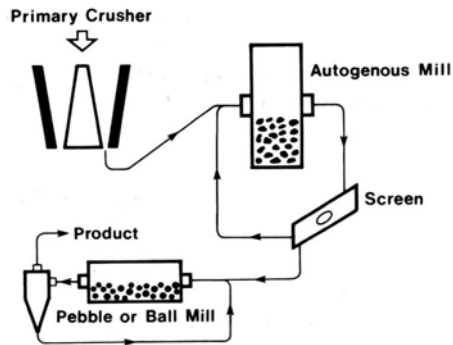
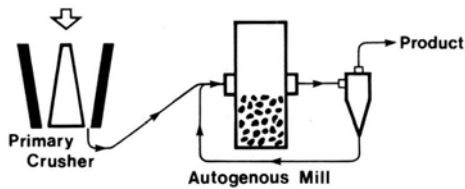
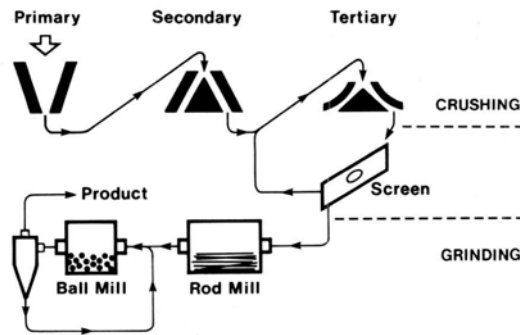
شکل ۹-۱۵- مدار آسیا کنی موازی

### ۹-۵-۲- مدار نرم کردن دو مرحله‌ای (سری)

- این مدار برای تولید محصول که به تدریج نرم می‌شود، کاربرد دارد.



شکل ۹-۱۶- مدار آسیای کنی سری



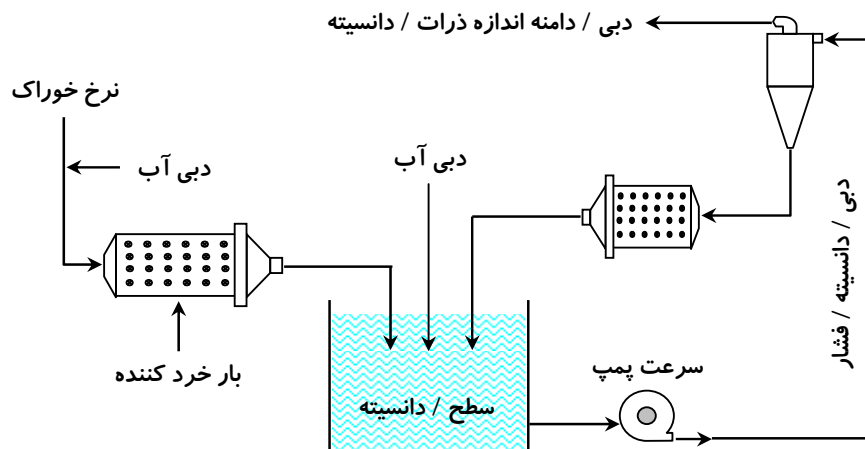
شکل ۹-۱۷- سه نوع اصلی مدارهای نرم کنی

### ۹-۶- کنترل مدارهای نرم کننده (Control of Grinding Circuits)

- پارامترهای اصلی که ممکن است با تغییر در نرخ خوراک جدید در کنترل مدار مؤثر باشند، بار در گردش، دامنه اندازه ذرات، سختی کانه و نرخ افزایش آب به مدار می‌باشد.

- نوسانات در اندازه و سختی خوراک مهمترین عامل برهم زنده موازنه مدار نرم کننده می‌باشند. این نوسانات می‌توانند از تفاوت در ترکیب کانی‌شناسی، اندازه ذرات قسمت‌های مختلف معدن و از تغییرات در دهانه سنگ‌شکنها به دلیل سایش و یا خراب شدن سرندهای مدارهای نرم کننده ناشی شود.
- اگر افزایش در اندازه ذرات یا سختی خوراک ایجاد شود، محصول درشت‌تری بدست خواهد آمد. مگر اینکه مقدار خوراک کاهش یابد.
- محصول درشت در آسیا باعث افزایش بار در گردش و دبی حجمی ورودی به سیکلون می‌شود که این خود دامنه اندازه ذرات محصول سیکلون را تغییر خواهد داد.
- کنترل بار در گردش، اثر مستقیمی بر روی ابعاد ذرات محصول خواهد داشت.
- کنترل مدار نرم‌کنی ممکن است با اهداف زیر انجام شود:
  - (۱) بالا بردن دبی مواد ورودی با حفظ اندازه ذرات محصول
  - (۲) فراهم کردن محصولی با اندازه ذرات مورد نظر در دبی مواد ثابت

### ۹-۶-۱- عوامل مؤثر در کنترل مدارهای نرم‌کنی



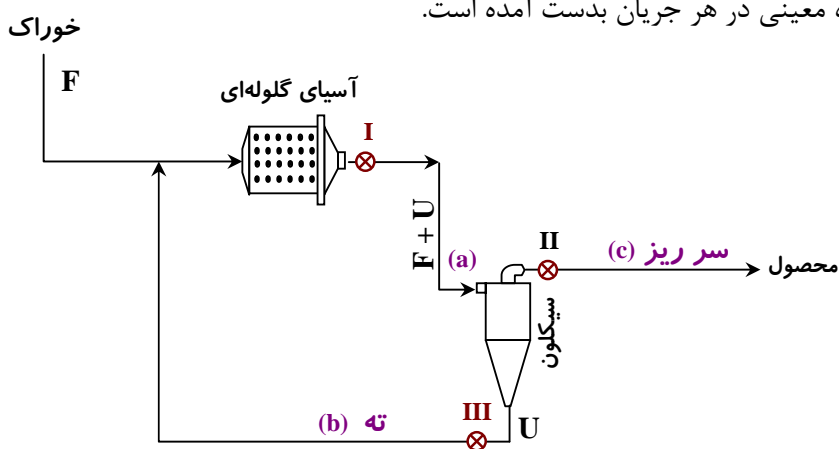
شکل ۹-۱۸- عوامل مؤثر در کنترل مدارهای نرم‌کنی

- از بین عوامل مختلف، تنها خوراک و نرخ آب اضافه شده بطور مستقل می‌توانند تغییر داده شوند. بقیه متغیرها به این دو بستگی دارد و در واقع به تغییرات این دو عامل عکس العمل نشان می‌دهند (در صورت دسترسی به پمپ با سرعت متغیر، آن نیز یک متغیر مستقل دیگر خواهد بود).
- در بعضی از عملیات‌های نرم‌کنی، مقدار بار داخل آسیا توسط دو میکروفون (Microphone)، یکی بالای منطقه برخورد بار به بدنه آسیا و دیگری پایین آن کنترل می‌شود.
- اگر بار به طرف میکروفون بالایی حرکت کند، نشان از اضافه شدن بار آسیا دارد.

- دانسیته پالپ نیز از طریق صدای میکروفون قابل کنترل می‌باشد. اگر دانسیته کم شود صدای برخورد بار به بدنه شدیدتر می‌شود.
- اندازه ذرات خروجی از سرریز سیکلون و بار در گردش دو عامل اصلی در کنترل مدارهای نرم‌کنی می‌باشند.

### ۹-۶-۲- اندازه‌گیری بار در گردش

- از طریق نمونه‌برداری از جریانهای پالپ، بار در گردش قابل محاسبه است.
- نمونه‌هایی از خروجی آسیای گلوله‌ای، ته‌ریز و سرریز گرفته شده و با آنالیز سرندی **a**، **b** و **c**، به ترتیب، درصد وزنی اندازه معینی در هر جریان بدست آمده است.

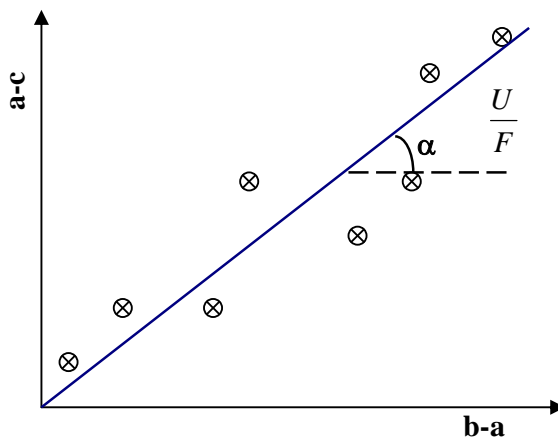


شکل ۹-۹-۱۹- نمونه‌ای از یک مدار نرم‌کنی

- بنابراین موازنه جرم در سیکلون برای اندازه معینی از ابعاد ذرات عبارت است از:

$$(F + U)a = Fc + Ub$$

$$\text{نسبت بار در گردش} = \frac{U}{F} = \frac{a - c}{b - a}$$



شکل ۹-۲۰- نمودار a-c در مقابل b-a

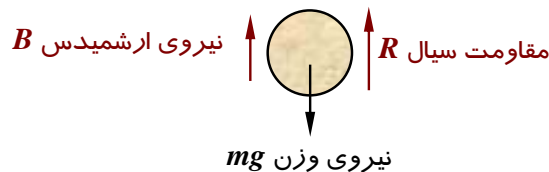
## طبقه بندی (Classification)

### ۱-۱۰- مقدمه

- طبقه بندی روشی است که مخلوط کانیها را به دو یا چند محصول، بر پایه سرعت سقوط دانه‌ها در یک سیال تقسیم می‌کند.
- چون بازدهی سرندها برای ذرات ریز مناسب نیست، در صنعت کانه‌آرایی از طبقه‌بندی کردن مواد در آب استفاده می‌شود.
- چون سرعت ذرات در یک سیال نه تنها به اندازه آنها بلکه به وزن مخصوص و شکل آنها بستگی دارد، اصول طبقه‌بندی در پرعیار کننده‌های ثقلی نیز اهمیت دارد.

### ۱-۱۰-۲- اصول طبقه‌بندی (Principles of Classification)

- شتاب سقوط اجسام در خلأ به جهت عدم مقاومت هوا مستقل از اندازه و دانسیته آنها می‌باشد.
- در یک محیط ویسکوز مانند هوا و آب، مقاومت در برابر حرکت وجود دارد که مقدار آن با افزایش سرعت، افزایش می‌یابد.
- وقتی که نیروی ثقل و نیروی مقاومت سیال و نیروی ارشمیدس متعادل (یکسان) می‌شوند، جسم به سرعت حدی می‌رسد و از آن به بعد با سرعت ثابت (شتاب صفر) سقوط می‌کند.

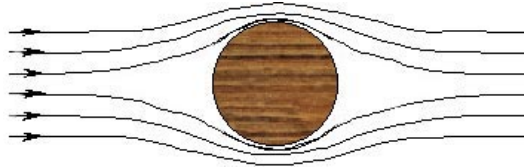


شکل ۱-۱۰-۱- نیروهای وارده بر یک جسم در حال سقوط درون سیال



### ۱۰-۳- مقاومت ویسکوزی (Viscous Resistance)

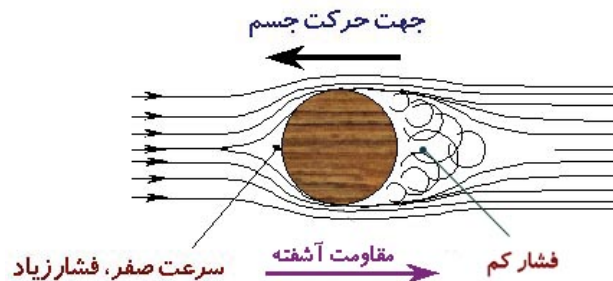
○ در سرعت‌های پایین، چون لایه‌های سیال مماس بر جسم با آن حرکت می‌کنند، حرکت هموار (آرام) است. در واقع تمام مقاومت در مقابل حرکت از ویسکوزیته (اصطکاک) سیال ناشی می‌شود و مقاومت ویسکوزی نامیده می‌شود.



شکل ۱۰-۲- خطوط جریان در جریان ویسکوز

### ۱۰-۴- مقاومت آشفته (Turbulent Resistance)

○ در سرعت‌های بالا مقاومت اصلی از جابجایی سیال توسط جسم و اختلاف فشار در جهت جریان ناشی می‌شود.

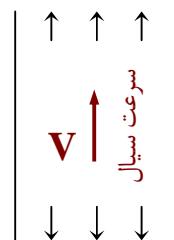


شکل ۱۰-۳- خطوط جریان در جریان آشفته

### ۱۰-۵- طبقه‌بندی کننده‌ها (Classifiers)

○ کلاسیفایرها اساساً از ستون جداکننده‌ای که در آن یک سیال با یک نرخ ثابت بالا می‌آید، تشکیل شده‌اند.

سرریز (ذراتی با سرعت حدی کوچکتر از  $V$ )



تهریز (ذراتی با سرعت حدی بزرگتر از  $V$ )

شکل ۱۰-۴- مبنای جدایش در کلاسیفایرها



## ۱۰-۶- ته نشینی آزاد (Free Settling)

- ته نشینی آزاد به غوطه‌وری ذرات در حجم سیالی که در مقایسه با حجم کل ذرات زیادتر می‌باشد، گفته می‌شود. (درصد وزنی جامد کمتر از ۱۵٪)

$$V = \frac{gd^2(D_S - D_F)}{18\eta}$$

قانون استوکس:

$\eta$ : ویسکوزیته سیال ( $Ns/m^2$ )       $D_S$ : دانسیته ذره ( $kg/m^3$ )       $d$ : اندازه قطر ذره ( $m$ )

$V$ : سرعت حدی ( $m/s$ )       $D_F$ : دانسیته سیال ( $kg/m^3$ )       $g$ : شتاب جاذبه ( $m/s^2$ )

- نیوتن فرض کرد که نیروی مقاومت سیال به دلیل مقاومت آشفته است:

$$D = 0.055\pi d^2 V^2 D_F$$

با جایگزینی در معادله بالا:

$$V = \left[ \frac{3gd(D_S - D_F)}{D_F} \right]^{1/2}$$

قانون نیوتن:

- قانون استوکس برای ذرات زیر  $50 \mu m$  و قانون نیوتن برای ذرات درشت‌تر از  $5cm$  صدق می‌کند.

ساده شده قانون استوکس برای یک سیال خاص:

$$V = K_1 d^2 (D_S - D_F)$$

ساده شده قانون نیوتن برای یک سیال خاص:

$$V = K_2 [d(D_S - D_F)]^{1/2}$$

- هر دو قانون نشان می‌دهند که در یک سیال خاص سرعت حدی تابعی از اندازه و دانسیته ذرات است. بطور مثال، دو کانی با دانسیته‌های  $D_a$  و  $D_b$  و قطرهای  $d_a$  و  $d_b$  را در نظر بگیرید که در یک سیال با دانسیته  $D_F$  با نرخ ته نشینی یکسان سقوط می‌کنند:

$$d_a^2 (D_a - D_F) = d_b^2 (D_b - D_F)$$

$$\frac{d_a}{d_b} = \left[ \frac{D_b - D_F}{D_a - D_F} \right]^{1/2}$$

این نسبت ته نشینی آزاد دو کانی است. به عبارت دیگر، نسبت اندازه ذرات لازم برای دو کانی که بتوانند سرعت سقوط یکسان داشته باشند.

بطور مشابه از قانون نیوتن:

$$\frac{d_a}{d_b} = \frac{D_b - D_F}{D_a - D_F}$$



فرض کنید یک مخلوط گالن (دانسیته ۷/۵) و کوارتز (دانسیته ۲/۶۵) در آب طبقه‌بندی می‌شوند. نسبت ته‌نشینی را محاسبه کنید.

**حل:**

$$\text{نسبت ته‌نشینی} = \left( \frac{7.5-1}{2.65-1} \right)^{1/2} = 1.98$$

به عبارت دیگر، یک ذره کوچک گالن با ذره کوارتزی که قطر آن ۱/۹۸ برابر قطر گالن است، با یک سرعت سقوط خواهند کرد.

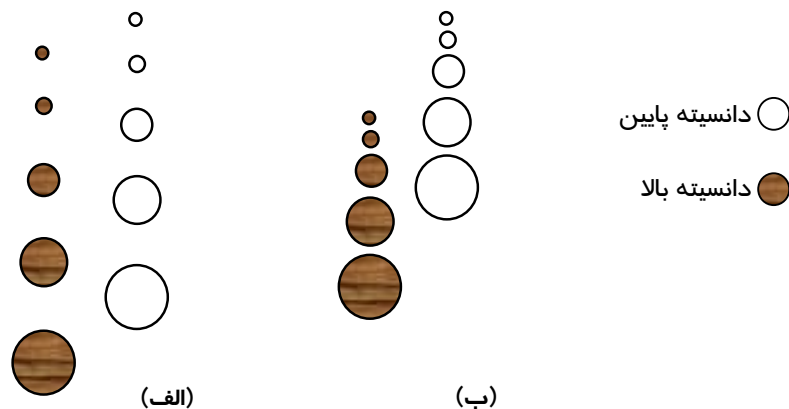
برای ذراتی که از قانون نیوتن پیروی می‌کنند، نسبت ته‌نشینی آزاد برابر خواهد بود با:

$$\frac{7.5-1}{2.65-1} = 3.94$$

نتیجه: اختلاف دانسیته بین ذرات، وقتی که ذرات درشت باشند در طبقه‌بندی آنها مؤثرتر خواهد بود.

### ۱۰-۷- ته‌نشینی با مانع (Hindered Settling)

- مایع سنگین به مایعی گفته می‌شود که دانسیته‌اش از ۱ بیشتر باشد.
- در ته‌نشینی با مانع هر چه نسبت ذرات در پالپ افزایش پیدا می‌کند، اثر تجمع ذرات آشکارتر می‌شود و سرعت سقوط ذرات کاهش پیدا می‌کند. سیستم مانند یک مایع سنگین رفتار می‌کند که دانسیته آن دانسیته پالپ می‌باشد.



شکل ۱۰-۵- طبقه‌بندی به صورت (الف) ته‌نشینی آزاد و (ب) ته‌نشینی با مانع



○ در ته نشینی با مانع، مقاومت آشفته غالب است و برای تعیین سرعت حدی، شکل اصلاح شده نیوتن بکار می‌رود:

$$V = K[d(D_s - D_p)]^{1/2}$$

که در آن  $D_p$  دانسیته پالپ است.



مخلوط کوارتز و گالن که در پالپی با دانسیته ۱/۵ ته نشین می‌شوند، را در نظر بگیرید. نسبت ته نشینی با مانع را محاسبه کنید.

حل:

$$\frac{d_a}{d_b} = \frac{7.5 - 1.5}{2.65 - 1.5} = 5.22$$

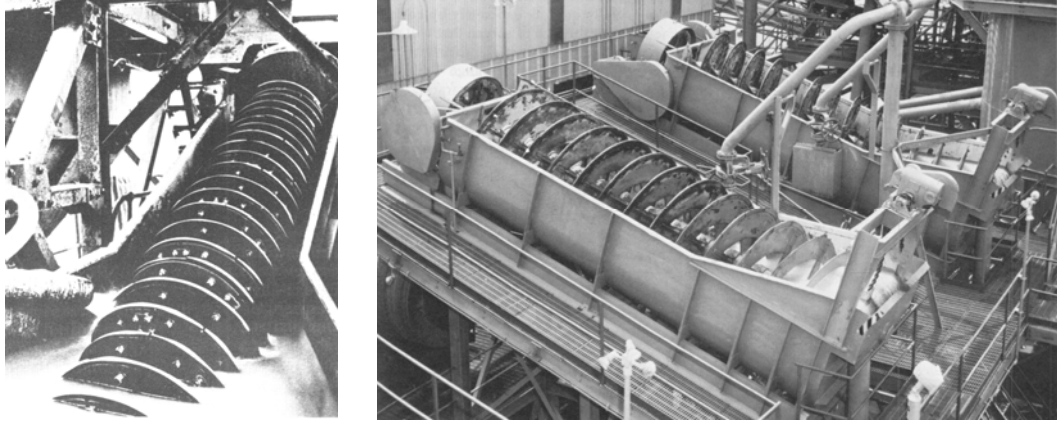
بنابراین یک ذره گالن با یک ذره کوارتزی که قطر آن ۵/۲۲ برابر آن است یکسان سقوط خواهد کرد.

## ۱۰-۸- انواع کلاسیفایرها

- کلاسیفایرها بر اساس نوع جریان به دو دسته کلی تقسیم می‌شوند:
- ۱) کلاسیفایرهای با جریان افقی، مانند کلاسیفایرهای مکانیکی که مکانیزم غالب در آنها ته نشینی آزاد بوده و تأثیر اندازه ذرات بارز است.
- ۲) کلاسیفایرهای با جریان عمودی، مانند کلاسیفایرهای هیدرولیکی که مکانیزم آنها ته نشینی با مانع بوده و دانسیته در جدایش تأثیر زیادی دارد.

### ۱۰-۸-۱- طبقه‌بندی کننده‌های مارپیچی (Spiral Classifiers)

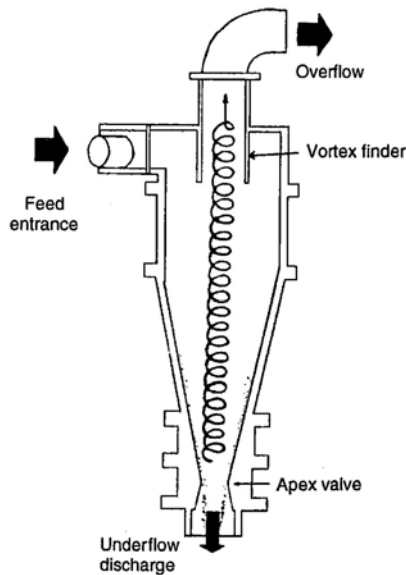
- ذرات با سرعت ته نشینی کم در مایع، به سرریز منتقل می‌شوند.
- ذرات با سرعت ته نشینی زیاد در ته ظرف رسوب می‌کنند و در جهت خلاف جریان آب توسط مارپیچ بالا کشیده می‌شوند.
- حرکت مارپیچ باعث آزاد شدن نرمه شده و از ورود آنها به خروجی بالا (ذرات درشت) جلوگیری می‌کند.



شکل ۱۰-۶- کلاسیفایر مارپیچی از نوع مکانیکی (Spiral Classifier)

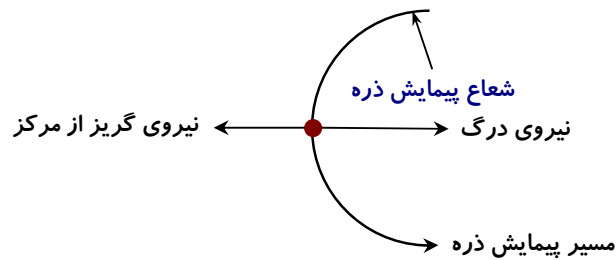
### ۱۰-۸-۲- هیدروسیکلون (The Hydrocyclone)

- در هیدروسیکلون از نیروی گریز از مرکز برای شتاب دادن به سرعت ته‌نشینی ذرات استفاده می‌شود.
- هیدروسیکلون مهم‌ترین وسیله برای طبقه‌بندی ذرات در ابعاد ریز در صنعت کانه‌آرایی می‌باشد.  
( $5-150 \mu m$ ).

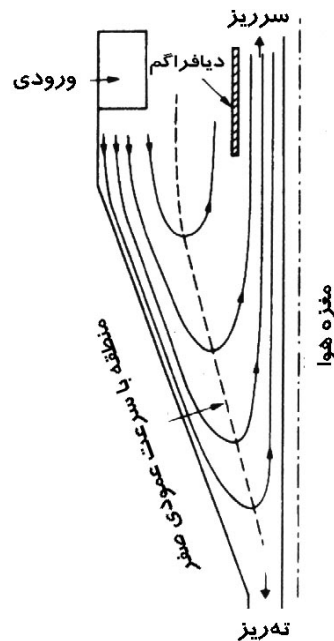


شکل ۱۰-۷- نمایی از یک هیدروسیکلون

- ذرات با سرعت ته‌نشینی زیاد به سمت دیواره حرکت می‌کنند و از دهانه ته‌ریز بیرون می‌روند.
- به دلیل عمل نیروی مقاومت سیال، ذرات با سرعت ته‌نشینی کم به سمت منطقه کم فشار در امتداد محور حرکت می‌کنند و به طرف بالا از طریق دیافراگم به سر ریز حمل می‌شوند.
- بر هر ذره دو نیرو وارد می‌شود: نیروی گریز از مرکز در جهت خارج و نیروی مقاومت سیال در جهت داخل.



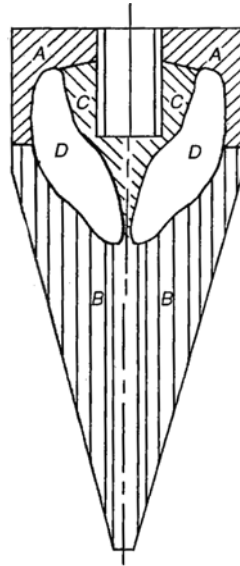
شکل ۱۰-۸- نیروی وارده بر یک ذره درون هیدروسیکلون



شکل ۱۰-۹- توزیع مؤلفه‌های عمودی و شعاعی سرعت در داخل هیدروسیکلون

- ذرات روی منطقه با سرعت عمودی صفر (Envelope of zero vertical velocity)، دارای احتمال مساوی برای انتقال به سرریز و یا خروج از تهریز می‌باشند.
- داخل سیکلون از نظر توزیع ابعاد ذرات ممکن است به چهار ناحیه تقسیم شود.
- خوراک طبقه‌بندی نشده در ناحیه باریکی حوالی ناحیه A وارد شده و به دیواره و سقف سیکلون برخورد می‌کند. ناحیه B قسمت خیلی بزرگی از مخروط سیکلون را اشغال می‌کند و حاوی تمامی ذرات درشت طبقه‌بندی شده می‌باشد، برای درک بهتر، توزیع دانه‌بندی آن شبیه محصول دانه درشت تهریز می‌باشد. مشابهاً، تمام ذرات ریز دانه‌بندی شده در ناحیه C تجمع پیدا می‌کنند، ناحیه باریکی که از پیرامون دهانه سرریز (Vortex) شروع شده و نهایتاً در راستای محور سیکلون به طرف پایین کشیده می‌شود. تنها در ناحیه

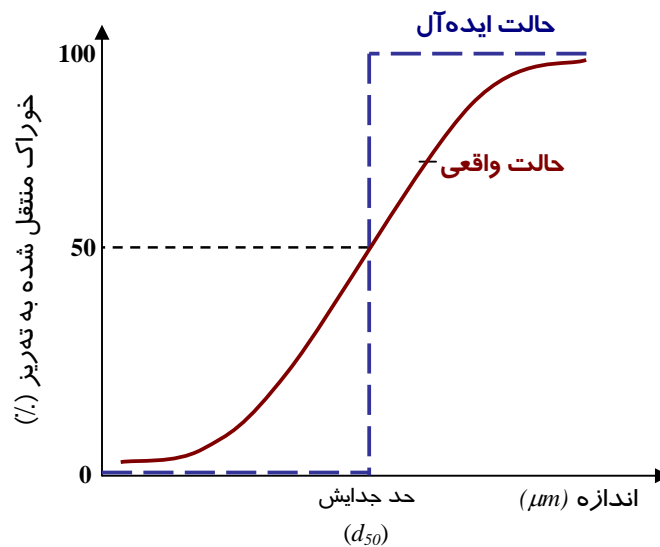
D عمل طبقه‌بندی انجام می‌شود. در عرض این ناحیه توزیع دانه‌بندی شعاعی می‌باشد، همانطور که ابعاد ذرات کاهش پیدا می‌کند فاصله شعاعی از محور کم می‌شود.



شکل ۱۰-۱۰-۱- نواحی داخلی سیکلون بر اساس توزیع دانه‌بندی

### ۱۰-۸-۳- کارآیی سیکلون (Cyclone Efficiency)

- متداولترین روش نمایش بازدهی جدایش سیکلون توسط منحنی جدایش می‌باشد.
- حد جدایش،  $d_{50}$  (Cut point)، یک سیکلون معمولاً بصورت نقطه‌ای روی منحنی جدایش که در آن ۵۰٪ ذرات به ته‌ریز منتقل می‌شود، مشخص می‌گردد.



شکل ۱۰-۱۱- نمودار کارآیی جدایش هیدروسیکلون

- هرچه شیب قسمت میانی منحنی جدایش بیشتر باشد، کارایی بالاتر است.
- شیب منحنی با مشخص کردن نقاطی که در آنها ۷۵٪ و ۲۵٪ ذرات خوراک به ته ریز منتقل می‌شود، می‌تواند بیان شود:  $I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2d_{50}}$ . ضریب نقص (Imperfection Coefficient) نامیده می‌شود.
- در سیکلون ایده‌آل، ضریب نقص برابر با صفر است.
- در آبی که به ته ریز منتقل می‌شود، ذراتی نیز بطور غیر انتخابی خارج می‌شود که معمولاً مقدار آن به نسبت آب منتقل شده خوراک به ته ریز فرض می‌شود.



اگر مقدار مواد در یک دامنه اندازه معین در خوراک سیکلون شامل  $16t/h$  باشد و  $12t/h$  آن به ته ریز منتقل شود، درصد انتقال این ذرات به ته ریز (بازیابی) چقدر خواهد بود؟

حل:

$$y = \text{درصد خوراک منتقل شده به ته ریز} = \frac{12}{16} \times 100 = 75\%$$

اگر ۲۵٪ آب خوراک به ته ریز منتقل شود بنابراین ۲۵٪ خوراک با آن همراه خواهد بود. در نتیجه ۴ تن در ساعت از مواد خوراک بدون طبقه‌بندی، غیر انتخابی به ته ریز خواهد رفت. بنابراین، بازیابی تصحیح شده به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$y' = \text{بازیابی تصحیح شده} = \frac{12 - 4}{16 - 4} = 67\%$$

- رابطه‌ای برای منحنی جدایش تصحیح شده:

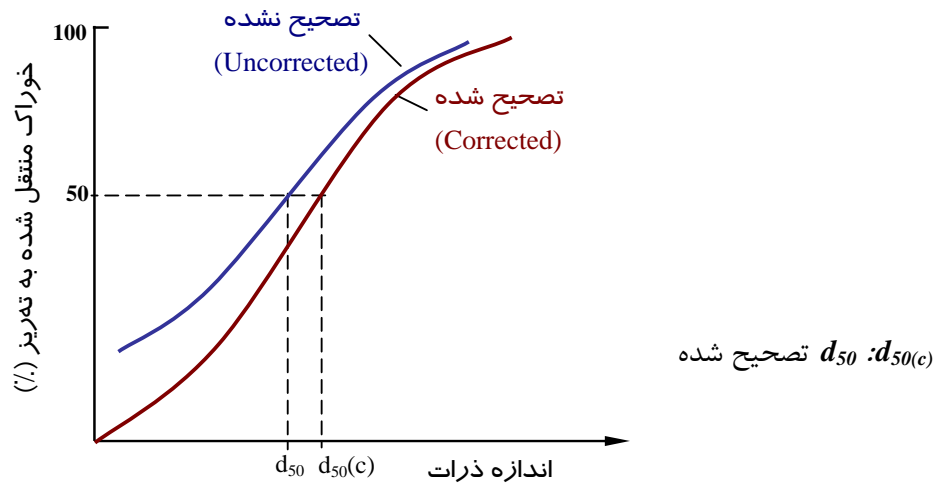
$$y' = \frac{y - R}{1 - R}$$

$R$ : کسر آب خوراک منتقل شده به ته ریز

$y'$ : بازیابی تصحیح شده

$y$ : بازیابی تصحیح نشده





شکل ۱۰-۱۲- نمودارهای جدایش تصحیح شده و تصحیح نشده



فرض کنید یک سیکلون با کوارتز (دانسیتته  $2700 \text{ kg/m}^3$ ) به شکل پالپ با دانسیتته  $1670 \text{ kg/m}^3$  تغذیه می‌شود. دانسیتته ته‌ریز  $1890 \text{ kg/m}^3$  و سرریز  $1460 \text{ kg/m}^3$  می‌باشد.

$$(X_F) = 63.72\% \text{ درصد جامد خوراک}$$

$$(X_U) = 74.79\% \text{ درصد جامد ته‌ریز}$$

$$(X_V) = 50\% \text{ درصد جامد سرریز}$$

$$= 0.57 \text{ نسبت رقت خوراک}$$

$$= 0.34 \text{ نسبت رقت ته‌ریز}$$

$$= 1 \text{ نسبت رقت سرریز}$$

$$0.57F = 0.34 \times U + 1 \times (F - U)$$

$$F \Rightarrow 0.57 = 0.34 \frac{U}{F} + 1 - \frac{U}{F} \Rightarrow$$

$$\text{نسبت خوراک منتقل شده به ته‌ریز} = \frac{U}{F} = 0.652$$

$$\text{نسبت خوراک منتقل شده به سرریز} = \frac{V}{F} = 1 - 0.652 = 0.348$$

با توجه به نسبت‌های بدست آمده جدول زیر کامل می‌گردد:



جدول ۱۰-۱- نمونه‌ای از یک آنالیز ابعادی ورودی و خروجی‌های سیکلون

درصد خوراک به ته‌ریز	اندازه میانگین (میکرون)	درصد وزنی خوراک	درصد وزنی خوراک منتقل شده به		درصد وزنی		اندازه (میکرون)
			ته‌ریز (U)	سرریز (V)	ته‌ریز (U)	سرریز (V)	
100.0	-	9.6	9.6	-	14.7	-	+1168
100.0	878.5	14.2	14.2	-	21.8	-	589-1168
88.6	442.0	18.4	16.3	2.1	25.0	5.9	295-589
60.8	2515	7.9	4.8	3.1	7.4	9.0	208-295
50.0	177.5	8.2	4.1	4.1	6.3	11.7	147-208
44.3	125.5	7.0	3.1	3.9	4.8	11.2	104-147
41.3	89.0	4.6	1.9	2.7	2.9	7.9	74-104
37.2	-	30.1	11.2	18.9	17.1	54.3	-74
		<b>100.0</b>	<b>65.2</b>	<b>34.8</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>جمع</b>

برای درک بهتر، محاسبات مربوط به محدوده ابعاد  $589-295 \mu m$  آمده است:

$$5.9 \times 0.348 = 2.1$$

$$25 \times 0.652 = 16.3$$

$$2.1 + 16.3 = 18.4$$

$$\frac{295 + 589}{2} = 442 \mu m$$

$$\frac{16.3}{18.4} \times 100 = 88.6\%$$

$$R = \frac{0.652 \times 0.34}{1 \times 0.57} = 0.39$$

کسر آب خوراک در ته‌ریز =

$$y' = \frac{y - R}{1 - R} = \frac{0.886 - 0.39}{1 - 0.39} = 0.813 = 81.3\%$$

بازیابی تصحیح شده =

### ۱۰-۸-۴- عوامل مؤثر در کارآیی سیکلون

○ برای رسیدن به حد جدایش مطلوب پارامترهایی مانند ورودی خوراک، اندازه دیافراگم، دهانه ته‌ریز، فشار پالپ و نسبت رقت بایستی تنظیم شوند.

۱۰-۸-۴-۱- محاسبه حد جدایش و دبی سیکلون از روابط پلنت (Plitt):

$$d_{50(c)} = \frac{14.8 D_c^{0.46} D_i^{0.6} D_o^{1.21} \exp(0.063V)}{D_u^{0.71} h^{0.38} Q^{0.45} (S - L)^{0.5}}$$

$D_i$ قطر ورودی (cm)	$h$ فاصله از ته دیافراگم (cm)
$d_{50(c)}$ مقدار $d_{50}$ تصحیح شده ( $\mu m$ )	$D_c$ قطر داخلی (cm)
$D_u$ قطر ته ریز (cm)	$D_o$ قطر دیافراگم (cm)
$S$ دانسیته جامد ( $g/cm^3$ )	$V$ درصد حجمی جامد در خوراک
$L$ دانسیته مایع ( $g/cm^3$ )	$Q$ دبی خوراک ( $m^3/h$ )

○ برای مقاطع غیر دایره‌ای:

$$Q = \frac{0.021P^{0.56} D_c^{0.21} D_i^{0.53} h^{0.16} (D_u^2 + D_o^2)^{0.49}}{\exp(0.0031V)}$$

$$D_i = \sqrt{\frac{4A}{\pi}}$$

$P$ : فشار (kPa) ( $1psi = 6.895kPa$ )

۱۰-۸-۴-۲- محاسبه حد جدایش و دبی سیکلونها از روابط مولار (Mular):

○ برای سیکلونهای معمولی:

سطح ورودی = سطح محفظه خوراک  $\times 0.7$

قطر دیافراگم  $\geq 25\%$  قطر ته ریز

قطر سیکلون  $30\% - 40\%$  قطر دیافراگم

$$d_{50(c)} = \frac{0.77 D_c^{1.875} \exp(-0.301 + 0.0945V - 0.00356V^2 + 0.000068V^3)}{Q^{0.6} (S - 1)^{0.5}}$$

$$Q = 9.4 \times 10^{-3} P^{0.5} D_c^2$$



یک آسیای نرم کننده اولیه با نرخ  $20.1/5t/h$  با کانه‌ای که دانسیته آن  $3/7g/cm^3$  می‌باشد، تغذیه می‌شود. آسیا قرار است با سیکلونها در مدار بسته کار کند و نسبت بار در گردش  $300\%$  و حد جدایش آن  $74\mu m$  باشد. با فرض اینکه درصد جامد خوراک سیکلون  $50$  و فشار سیکلون  $12psi$  ( $82/74kpa$ ) باشد، اندازه و تعداد سیکلونهای مورد نیاز را محاسبه کنید.



حل:

$$\text{کل خوراک سیکلون} = 201.5t/h + 3(201.5)t/h = 806t/h$$

$$50 = \frac{100 \times 3700(D - 1000)}{D(3700 - 1000)} \Rightarrow D = 1574 \text{ kg/m}^3$$

$$V = 100 \times \frac{\frac{806}{3.7}}{\frac{806}{3.7} + \frac{806}{1}} = 21.3\%$$

$$74 = \frac{0.77D_c^{1.875} \exp(-0.301 + 0.0945 \times 21.3 - 0.00356 \times 21.3^2 + 0.000068 \times 21.3^3)}{[9.4 \times 10^{-3} \times (82.74)^{0.5} \times D_c^2]^{0.6} (3.7 - 1)^{0.5}}$$

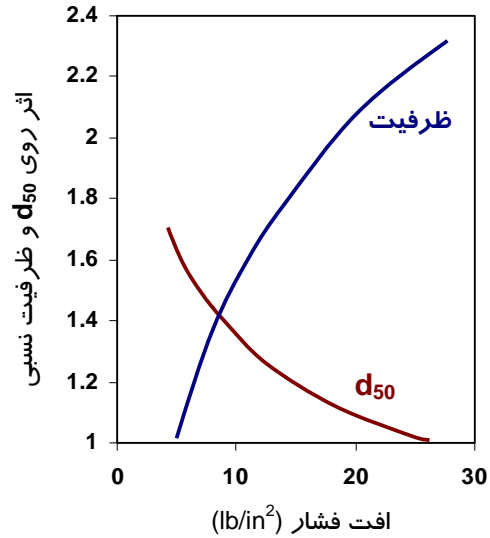
$$D_c = 660 \text{ mm}$$

$$Q = 372.5 \text{ m}^3/h$$

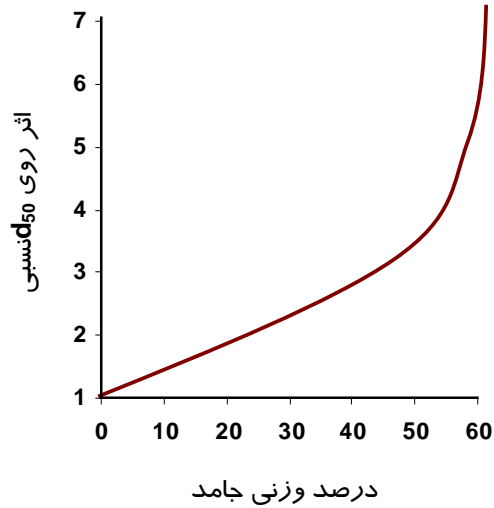
$$M = \frac{FDX}{100} \Rightarrow F = \frac{806 \text{ t/h} \times 100}{1.574 \text{ t/m}^3 \times 50} = 1024.1 \text{ m}^3/h$$

$$\text{تعداد سیکلون} = \frac{1024.1}{372.5} = 2.7 \cong 3$$

- یکی از پارامترهای مهم سیکلون، افت فشار در آن (بین دهانه ورودی و خروجی سرریز) می باشد. توصیه می شود که هیدروسیکلون به نحوی تنظیم شود که فشار سرریز آن نزدیک فشار جو باشد. در این صورت افت فشار، معادل افت فشار پالپ در دهانه ورودی است.
- افزایش در دبی خوراک یا فشار، نیروی گریز از مرکز را افزایش می دهد و در نتیجه ذرات ریز به ته ریز منتقل می شوند. به عبارت دیگر،  $d_{50(c)}$  کاهش می یابد.
- با افزایش درصد جامد پالپ، ته نشین شدن با مانع و مقاومت در برابر حرکت چرخشی بیشتر می شود و در نتیجه ذرات درشت به سرریز راه پیدا می کنند.
- برای جدایش در اندازه های ریز بایستی درصد جامد کم (کمتر از ۳۰٪) و فشار زیاد باشد.
- اساسی ترین پارامتر هیدروسیکلون قطر آن است و با افزایش آن حد جدایش افزایش می یابد.
- برای طبقه بندی ذرات  $5-150 \mu\text{m}$  از هیدروسیکلون استفاده می شود.



شکل ۱۰-۱۳- تأثیر فشار روی ظرفیت و حد جدایش سیکلون



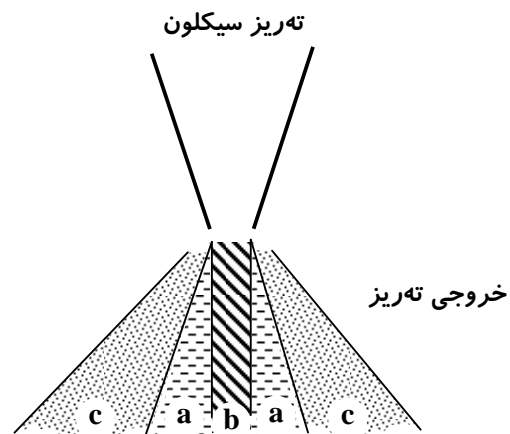
شکل ۱۰-۱۴- تأثیر درصد جامد روی حد جدایش سیکلون

- با افزایش قطر دهانه سرریز، حد جدایش افزایش می یابد. قطر دهانه سرریز تقریباً ۰/۴۵-۰/۲۵ برابر قطر دهانه ورودی سیکلون است.
- بازدهی جدایش هیدروسیکلون‌ها از کلاسیفایرهای مکانیکی بیشتر است.
- حد جدایش سیکلون هوایی ۵-۵۰ mm است. ظرفیت این نوع سیکلون‌ها زیاد ولی بازدهی آنها کم می باشد.
- با توجه به شکل ۱۰-۱۵ مناطق خروجی سیکلون بصورت زیر تعریف می شوند:

(۱) **منطقه a:** اگر عملیات بطور صحیح صورت گیرد، بوجود خواهد آمد. مخروط تشکیل شده با زاویه  $20^{\circ}$ - $30^{\circ}$  خواهد بود.

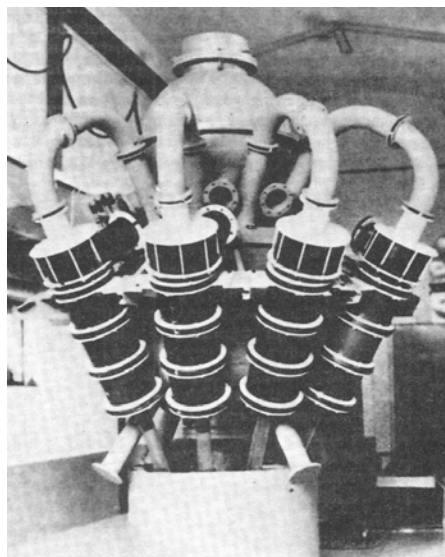
(۲) **منطقه b:** دهانه ته ریز کوچک باعث ایجاد طناب شدگی شده و غلظت پالپ خیلی زیاد می شود. از بین رفتن مغزه هوا باعث منتقل شدن ذرات درشت به سرریز می شود.

(۳) **منطقه c:** دهانه ته ریز بزرگ باعث رقیق شدن بیش از حد ته ریز می شود، در نتیجه مواد طبقه بندی نشده به همراه آب به ته ریز منتقل می شوند.



شکل ۱۰-۱۵- تأثیر اندازه دهانه ته ریز روی محصول ته ریز

○ برای بالا بردن ظرفیت از چند سیکلون بطور موازی استفاده می شود. در این سری سیکلونها، زاویه قرار آنها عمودی نیست. این کار به دو دلیل انجام می شود: بالا بردن کارایی و هدایت آسانتر مواد ته ریز به خروجی نهایی.



شکل ۱۰-۱۶- مجموعه ای از سیکلونها به صورت موازی

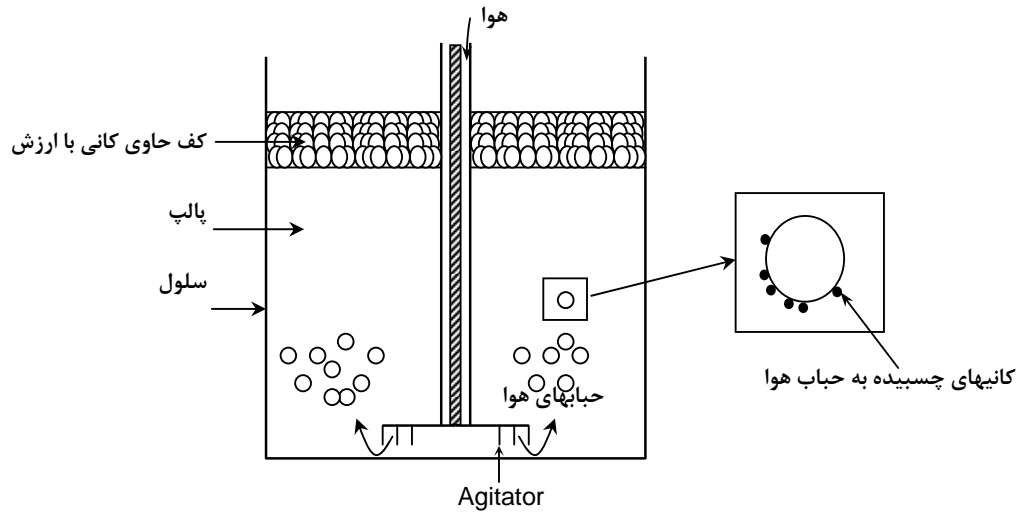
## فلوتاسیون (Flotation)

### ۱-۱-۱- مقدمه

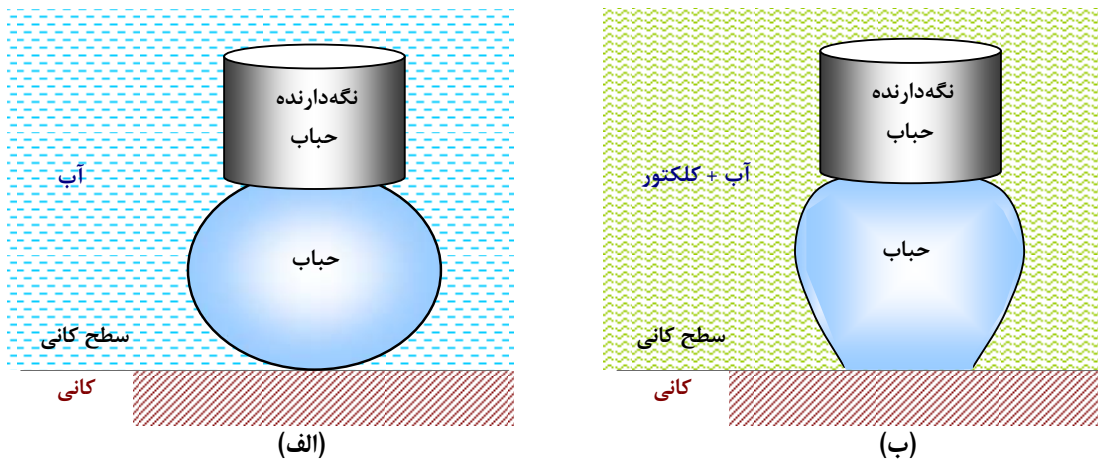
- فلوتاسیون یا شناورسازی مهمترین و همه جانبه‌ترین روش کانه‌آرایی است.
- در این روش مواد با ارزش به دلیل خواص فیزیکی و شیمیایی خاص، به حبابهای هوا می‌چسبند و تشکیل کف می‌دهند. گانگ (در بعضی موارد کنسانتره) در آب باقی می‌ماند.
- فلوتاسیون یک فرآیند انتخابی است و قادر به جداسازی یک کانی خاص از مجموعه کانه می‌باشد. مانند جداسازی کانی مس‌دار از کانه حاوی مس، مولیبدن و طلا.

### ۱-۱-۲- اصول فلوتاسیون (Principles of Flotation)

- فلوتاسیون معمولاً بر روی ذرات نسبتاً ریز (کمتر از  $100\ \mu\text{m}$ ) انجام می‌شود. چون حبابهای هوا ( $1\text{mm}$ ) قادر به حمل ذرات بزرگ نخواهند بود.
- برای چسبیدن کانی به حباب هوا، شرط اول آبران یا هیدروفوبیک (Hydrophobic) بودن ذره است.
- برای اینکه ذرات آبران چسبیده به حبابهای هوا به کف (کنسانتره) حمل شوند، بایستی حبابها پایدار باشند و در بین راه در اثر ترکیدن بار خود را رها نکنند.
- برای آبران کردن ذرات از مواد شیمیایی به نام کلکتور (Collector) و برای پایدار کردن حبابها از کف‌ساز (Frother) استفاده می‌کنند.
- اغلب کانیها آبران نیستند و مواد شیمیایی بایستی به پالپ اضافه شود تا آنها آبران شوند. کانیهایی که استثناء هستند و بطور طبیعی آبران می‌باشند عبارتند از: گرافیت، مولیبدنیت، الماس، زغالسنگ، تالک و ...



شکل ۱۱-۱- اصول شناورسازی ذرات



شکل ۱۱-۲- وضعیت قرارگیری حباب روی سطح یک کانی در دو حالت مختلف  
(الف) حباب در آب خالص (بدون کلکتور) و (ب) حباب در آب آغشته به کلکتور

- در جدا سازی الماس از باطله، به دلیل اینکه الماس به طور طبیعی آبران است، در گریس فرو می رود. گریس بطور پیوسته از روی میز جمع شده و در ظرفهای روزنه دار ریخته می شود. در اثر حرارت گریس از روزنه ها بیرون می رود و الماس در ته ظرف باقی می ماند.

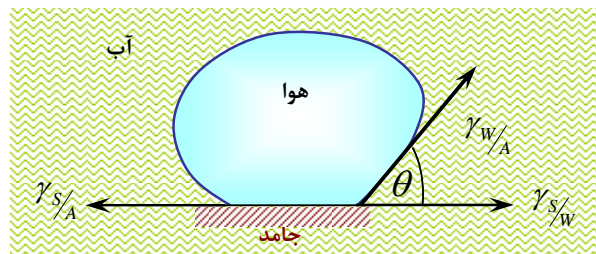




شکل ۱۱-۳- باز یابی الماس توسط گریس

### ۱۱-۳- نیروهای عمل کننده در محیط سه فازی هوا- آب- جامد

○ نیروهای کششی باعث ایجاد یک زاویه ( $\theta$ ) بین سطح کانی و سطح حباب می شود.



شکل ۱۱-۴- زاویه تماس بین حباب و ذره در واسطه آبی

○ در حالت تعادل:

$$\gamma_{S/A} = \gamma_{S/W} + \gamma_{W/A} \cos \theta$$

○ کار لازم ( $W_{S/A}$ ) برای شکست واحد سطح بین ذره و حباب برابر است با:

$$W_{S/A} = \gamma_{W/A} \times 1 + \gamma_{S/W} \times 1 - \gamma_{S/A} \times 1$$

با ترکیب دو معادله بالا:

$$W_{S/A} = \gamma_{W/A} (1 - \cos \theta)$$

○ بنابراین هرچه زاویه تماس بیشتر باشد کار لازم برای جدایی ذره از حباب بیشتر می شود.

نتیجه: قابلیت شناورسازی یک کانی با زیاد شدن زاویه تماس افزایش پیدا می کند.

○ کانیهای با زاویه تماس بالا، هودوست (Aerophilic) نامیده می شوند.

## ۱۱-۴- مراحل مختلف فلوتاسیون مطلوب

- (۱) برخورد (Collision): اولین مرحله، برخورد ذره به حباب است.  
هرچه ذرات کوچکتر باشند احتمال برخورد کمتر است. (معمولاً ابعاد ذرات  $50 \mu m$  و حباب  $1 mm$  می باشد).  
(۲) اتصال (Attachment): وقتی که ذره به حباب برخورد می کند و به آن می چسبد روی سطح آن حرکت می کند.  
زمان لازم برای کنار زدن لایه آب باید کمتر از زمان سر خوردن ذره باشد.



شکل ۱۱-۵- سر خوردن ذرات روی سطح حباب

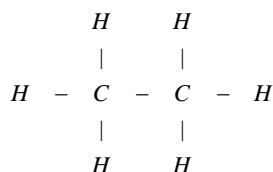
- (۳) پایداری (Stability): برای انتقال ذرات متصل شده به کف (کنسانتره) پایداری حبابهای مورد نیاز ضروری است.

## ۱۱-۵- کلکتورها (Collectors)

- کانیها بر اساس خواص سطحی به دو گروه قطبی و غیر قطبی تقسیم می شوند. هر گروه مولکولی که توزیع الکترونها در آن متقارن است غیر قطبی است.

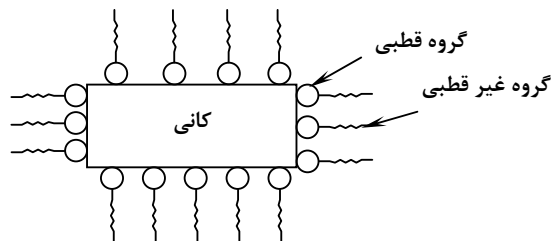


اتان ( $C_2H_6$ ) با ساختار مولکولی زیر، در آب حل نمی شود.

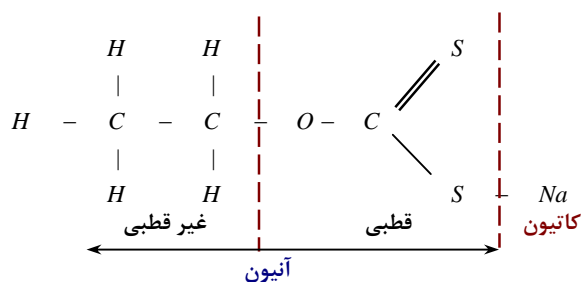


- مولکولی که توزیع الکترونها در آن متقارن نباشد، قطبی نامیده می شود. مانند: آب و اتیل الکل ( $C_2H_5-OH$ ).  
○ موادی که مولکولهای تشکیل دهنده آن از نوع غیر قطبی هستند در آب حل نمی شوند.  
○ کلکتورها مولکولهای مختلطی هستند که از نظر ساختاری غیر متقارن می باشند. این مولکولها شامل یک گروه هیدروکربن غیر قطبی و یک گروه قطبی است.

- هیدروکربن غیر قطبی خواص آبرانی قوی دارد در حالیکه گروه قطبی با آب واکنش می دهد.

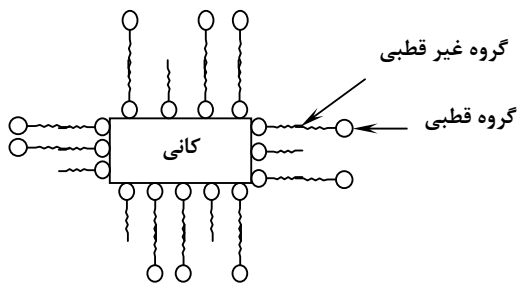


شکل ۱۱-۶- جذب سطحی کلکتور روی سطح کانی



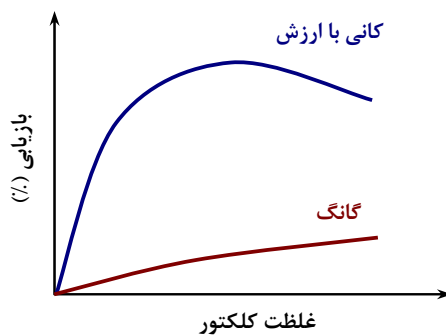
شکل ۱۱-۷- ساختار مولکولی سدیم اتیل گزنتات (Sodium ethyl xanthate)

- به دلیل جذب شیمیایی یا الکتریکی بین قسمت قطبی و سطوح ذرات، مولکولهای کلکتور جذب می شوند.
- با افزایش غلظت کلکتور، بازیابی ذرات افزایش می یابد ولی بعد از نقطه‌ای که به آن غلظت بحرانی گفته می شود (CMC) شناورسازی کمتر می شود.
- علت وجود نقطه بحرانی، تشکیل چند لایه کلکتور است که تعداد زنجیره‌های هیدروکربنی به طرف محلول را کم می کند.



شکل ۱۱-۸- تشکیل چند لایه‌ای کلکتور

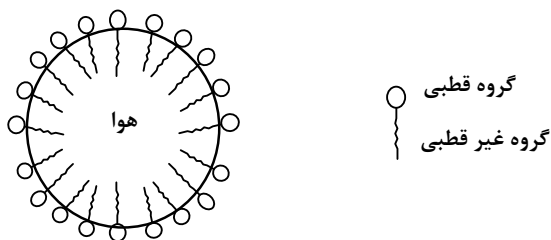
- طول زنجیره هیدروکربن بین ۲ تا ۵ اتم کربن می باشد. چون حلالیت کلکتور در آب با افزایش زنجیره کاهش پیدا می کند.



شکل ۱۱-۹- رابطه بازیابی با غلظت کلکتور

### ۱۱-۶- کف‌سازها (Frothers)

- کف‌سازها از نوع مواد آلی هستند که دارای ساختمان غیر متقارن می‌باشند و قادرند در سطح بین هوا-آب جذب سطحی شوند. گروه قطبی کف‌ساز با آب ترکیب می‌شود و گروه هیدروکربن به طرف داخل کشیده می‌شود.

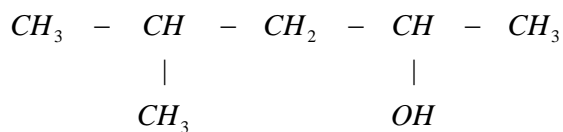


شکل ۱۱-۱۰- مکانیزم تأثیر کف‌ساز

- الکلهای (-OH) متداولترین نوع کف‌سازها هستند.



MIBC (متیل ایزو بوتیل کربونیل) با ساختار مولکولی زیر، یک نوع کف‌ساز می‌باشد.

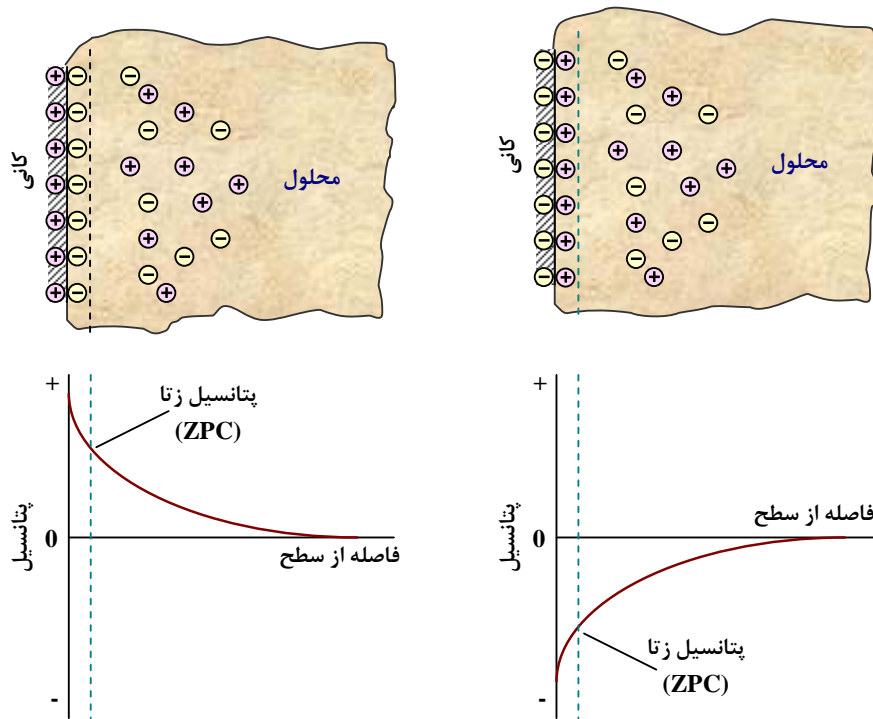
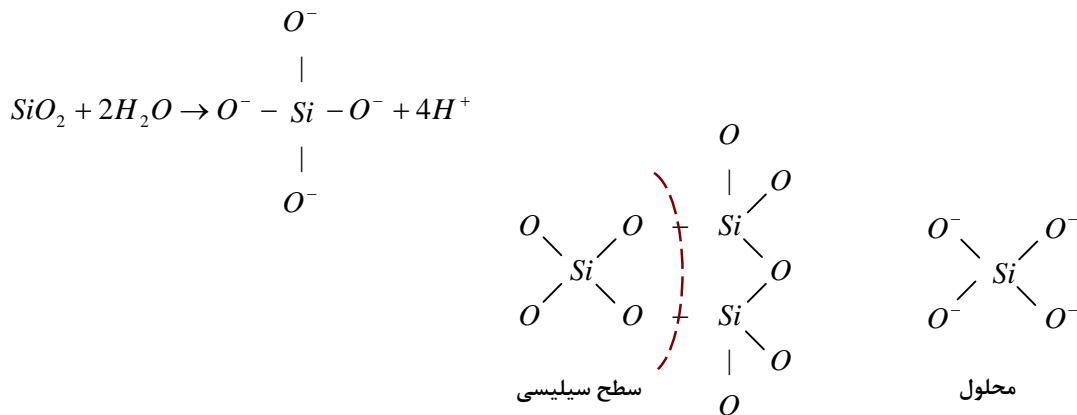


- مقدار مصرف کلکتورها و کف‌سازها  $20-50 g/t$  می‌باشد.
- برای بازیابی بیشتر، حبابها بایستی کوچک باشند چون فقط سطح حباب ذرات را حمل می‌کند.
- کف‌سازها به دلیل جلوگیری از نزدیک شدن و چسبیدن حبابها به یکدیگر، آنها را کوچک نگه می‌دارند.

- مواد شیمیایی دیگری که در فلوتاسیون بکار می‌روند عبارتند از: فعال کننده‌ها (Activators) و بازدارنده‌ها (Depressants). این دو ماده به ترتیب باعث شدت بخشیدن به خاصیت آبرانی و کم کردن آن می‌شوند. مانند: فعال کردن اسفالریت توسط سولفات مس و بازداشت آن توسط سیانورها.

### ۱۱-۷- دولایه الکتریکی (Electrical Double Layer)

- در سطح ذره دو لایه الکتریکی به وجود می‌آید که یک لایه آن متصل به ذره و لایه دیگر آن در محلول قرار می‌گیرد.



شکل ۱۱-۱۱- دولایه الکتریکی در سطح کانی در یک محلول آبی

○ وقتی که pH تقریباً ۲ باشد، بار سطحی سیلیس صفر است که به آن، نقطه بار صفر (ZPC) گفته می‌شود. به عبارت دیگر، اگر pH بیش از ۲ باشد بار سطحی سیلیس منفی و اگر کمتر از ۲ باشد بار سطحی آن مثبت است.

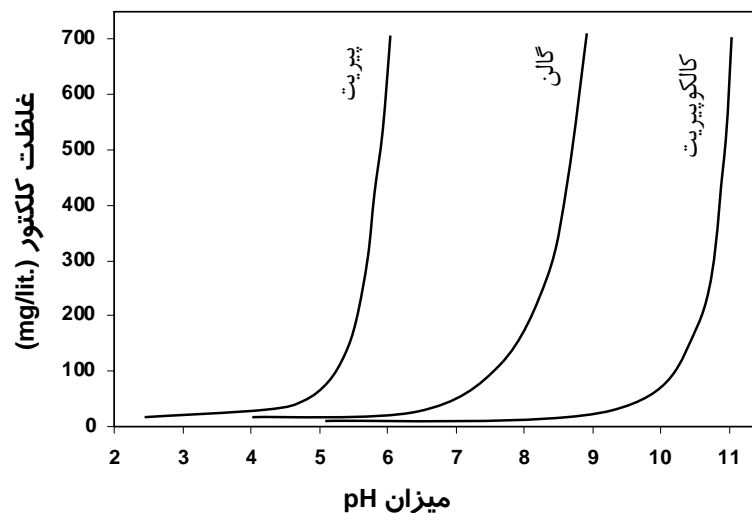
○ نقطه بار صفر کانیها در استفاده از نوع کلکتورها و شناورسازی کانیها اهمیت فراوان دارد.

### ۱۱-۸- اهمیت pH در شناورسازی کانیها (The Importance of pH)

○ معمولاً فلوتاسیون در محیط قلیایی انجام می‌شود. در این محیط گزنتات پایدار بوده و خوردگی در لوله‌ها ایجاد نمی‌شود.

○ برای تنظیم pH از آهک و اسید سولفوریک استفاده می‌شود.

○ برای هر کانی بسته به غلظت کلکتور، pH بحرانی وجود دارد که بالاتر از آن کانی شناور نمی‌شود. مثلاً در pH بیش از ۹، گالن شناور نمی‌شود ولی کالکوپیریت شناور می‌شود (شکل ۱۱-۱۲).



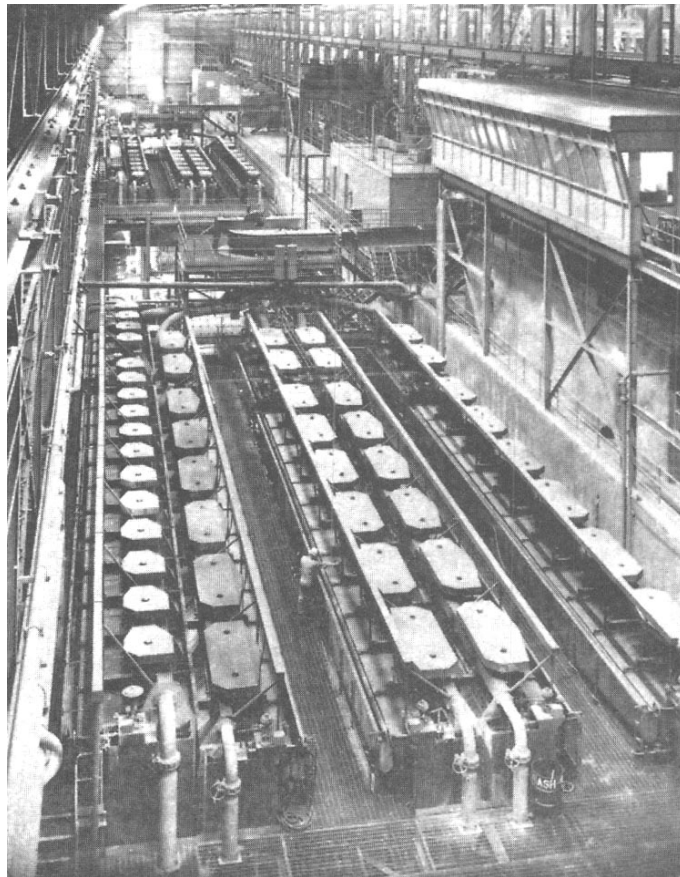
شکل ۱۱-۱۲- رابطه بین غلظت دی‌اتیل‌دی‌تیوفسفات و میزان pH بحرانی

○ علت این امر رقابت یونهای هیدروکسیل با گزنتات می‌باشد. هرچه pH بیشتر باشد حالت بازدارندگی به‌علت افزایش یون  $\text{OH}^-$  بیشتر می‌باشد.

### ۱۱-۹- مدارهای فلوتاسیون (Flotation Circuits)

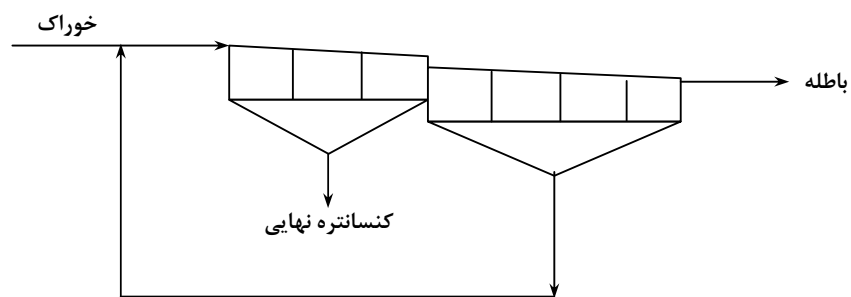
○ پالپ از اولین سلول ردیف وارد شده و بعد از منتقل کردن بعضی از کانیهای با ارزش به کف، به سلول بعدی سرریز می‌شود.

- با نزدیک شدن به سلولهای آخر مقدار کانی قابل شناورسازی کم می شود و معمولاً عمق کف نسبت به سلولهای اولیه خیلی کمتر می شود.
- در سلولهای آخر سعی می شود که مواد با شناورسازی ضعیف تر شناور شوند که به این سلولها، رمق گیر (Scavenger) گفته می شود.

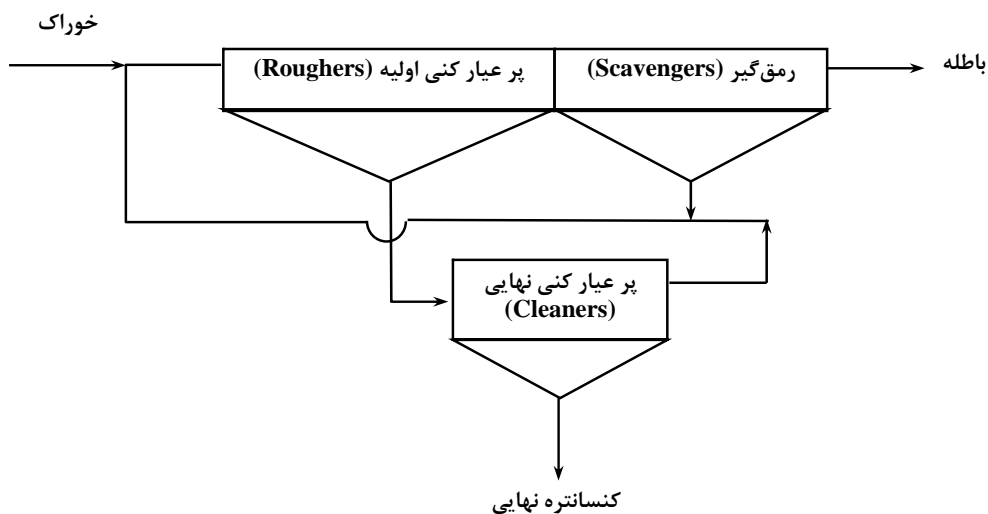


شکل ۱۱-۱۳- مجموعه ای از سلولها در یک واحد صنعتی

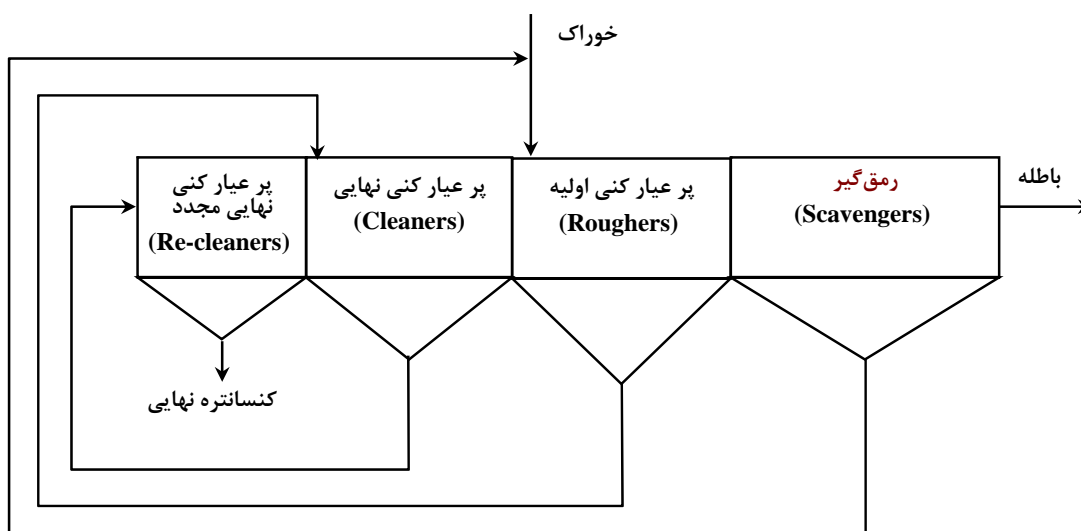
## ۱۱-۹-۱- مدارهای فلوتاسیون اصلی



شکل ۱۱-۱۴- مدار فلوتاسیون ساده



شکل ۱۱-۱۵- سیستم پرعیار کنی اولیه- رmq گیر- پرعیار کنی نهایی



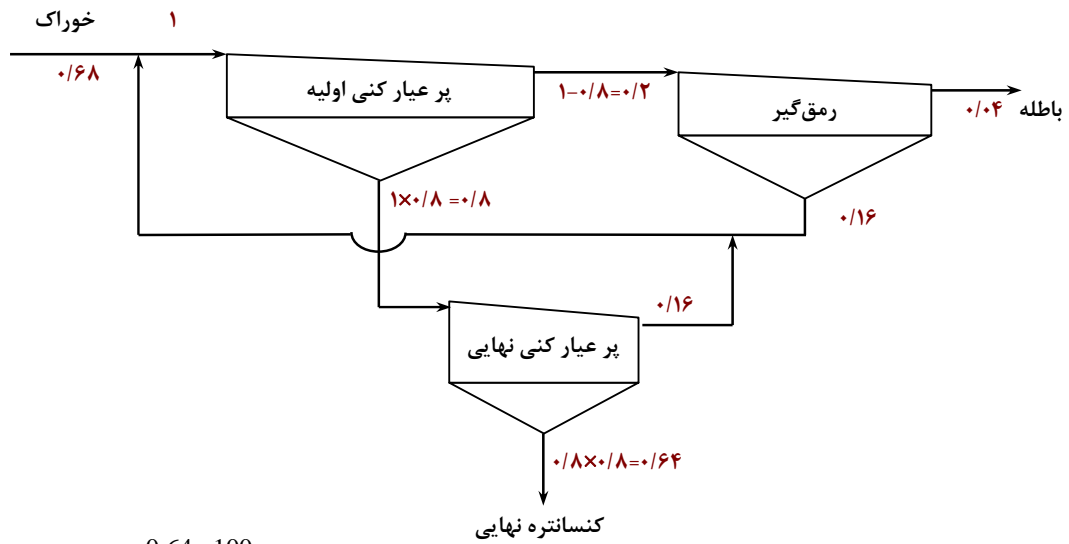
شکل ۱۱-۱۶- بکارگیری پرعیار کنی مجدد

- مدار شکل ۱۱-۱۶ برای کانه‌ای که گانگ آن نسبتاً غیر قابل شناور است، بکار می‌رود.
- نوع مدار بر بازیابی نهایی تأثیرگذار است.



اگر در شکل ۱۱-۱۵، بازیابی در هر مرحله پرعیار کنی ۸۰٪ باشد بازیابی کل مدار را محاسبه کنید.

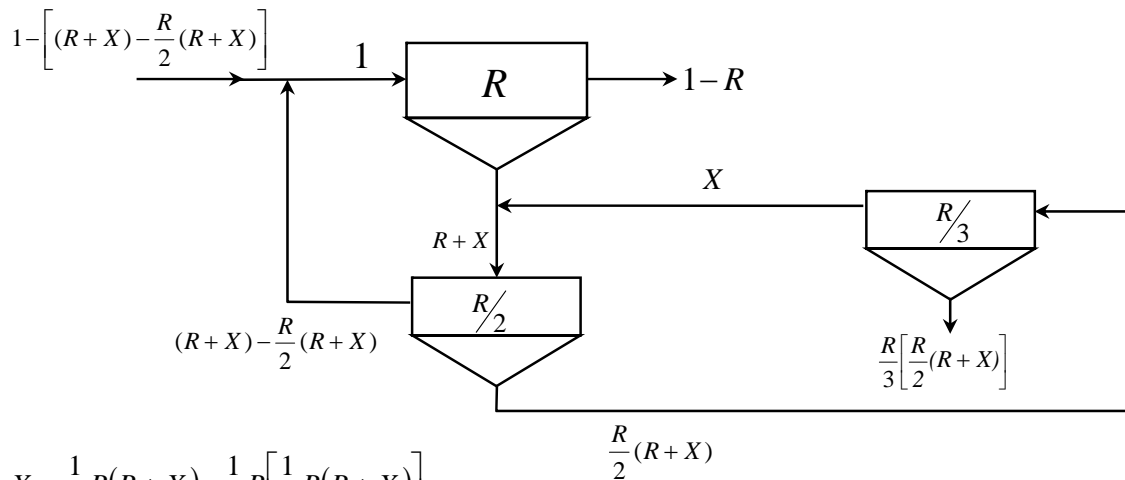




$$\text{مدار باز یابی کل} = \frac{0.64 \times 100}{0.68} = 94\%$$



در مدار زیر اگر باز یابی سلولهای مرحله اول دو برابر سلولهای مرحله دوم و سه برابر سلولهای مرحله سوم باشد، باز یابی کلی را بر حسب باز یابی سلولهای اول ( $R$ ) محاسبه کنید.



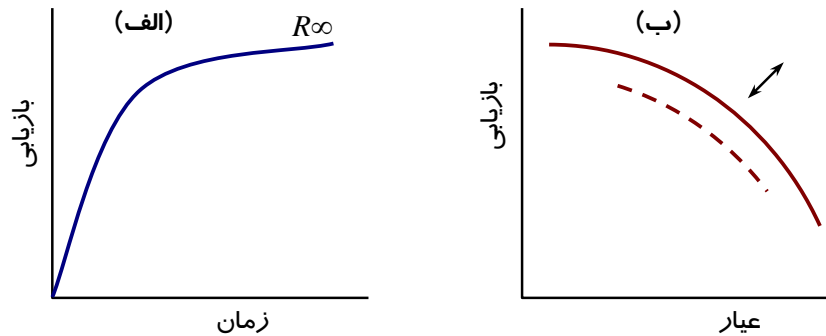
$$X = \frac{1}{2}R(R+X) - \frac{1}{3}R\left[\frac{1}{2}R(R+X)\right]$$

$$X = \frac{3R^2 - R^3}{6 - 3R + R^2}$$

$$\text{باز یابی کلی} = \frac{\frac{1}{3}R\left[\frac{1}{2}R(R+X)\right]}{1 - \left[(R+X) - \frac{1}{2}R(R+X)\right]}$$

## ۱۱-۹-۲- طراحی مدار (Flowsheet Design)

- مهم‌ترین مسئله در طراحی مدار، اندازه نرم کردن اولیه است که بر اساس تجربیات گذشته و ارزیابی کانی‌شناسی برآورد می‌شود.
- آزمونهای آزمایشگاهی نرم کردن - فلوتاسیون برای تعیین شرایط بهینه انجام می‌شود و نتایج به صورت زیر رسم می‌شود.



شکل ۱۱-۱۷- (الف) منحنی بازیابی فلز به کنسانتره بر حسب زمان و (ب) نمودار بازیابی بر حسب عیار کنسانتره

- اندازه نرم کردن باید طوری انتخاب شود که عیار و بازیابی مناسب پرعیار کننده اولیه در یک زمان فلوتاسیون قابل قبول، بدست آید.
- بعد از مشخص شدن اندازه نرم کردن، آزمایشهایی برای بهینه کردن شرایط مواد شیمیایی، pH، دانسیته پالپ و ... انجام می‌گیرد. بعد از بهینه کردن بازیابی فلوتاسیون، آزمایشهایی برای تولید عیار کنسانتره مورد نیاز و مراحل لازم، انجام می‌گیرد.
- معادله بازیابی بر حسب زمان:

$$R = 1 - \exp(-kt)$$

$R$ : بازیابی تجمعی بعد از زمان  $t$

$k$ : ثابت سرعت واکنش (زمان/۱)

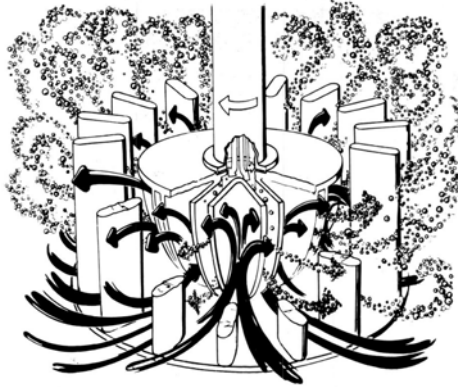
$t$ : زمان تجمعی فلوتاسیون

- اگر  $\ln(1-R)$  بر حسب زمان رسم شود، آنگاه شیب آن  $-k$  می‌باشد.

## ۱۱-۱۰- ماشینهای فلوتاسیون

### ۱۱-۱۰-۱- ماشینهای فلوتاسیون مکانیکی

- شکل صفحه بعد مکانیزم تیغه چرخنده در سلولهای بزرگ را نشان می‌دهد.
- پالپ در پایین تیغه‌های ثابت کشیده شده و از بالای آن خارج می‌شود.

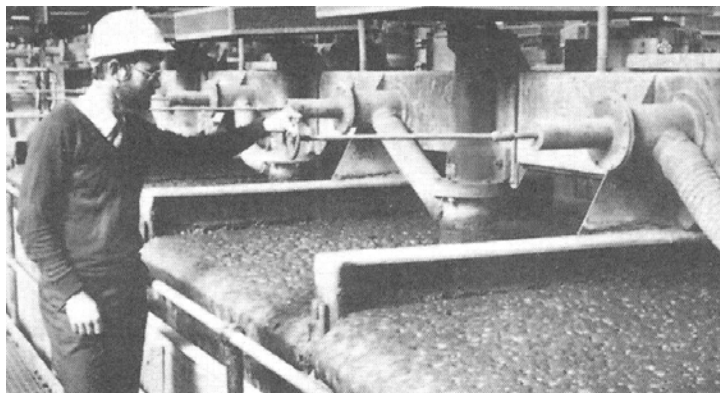


شکل ۱۱-۱۸- یک نوع همزن در سلولهای فلوتاسیون

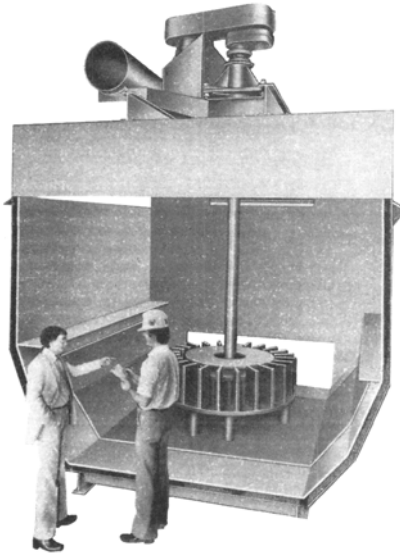
○ حجم سلولهای جدید در مقایسه با نوع قدیمی، چندین برابر شده است.



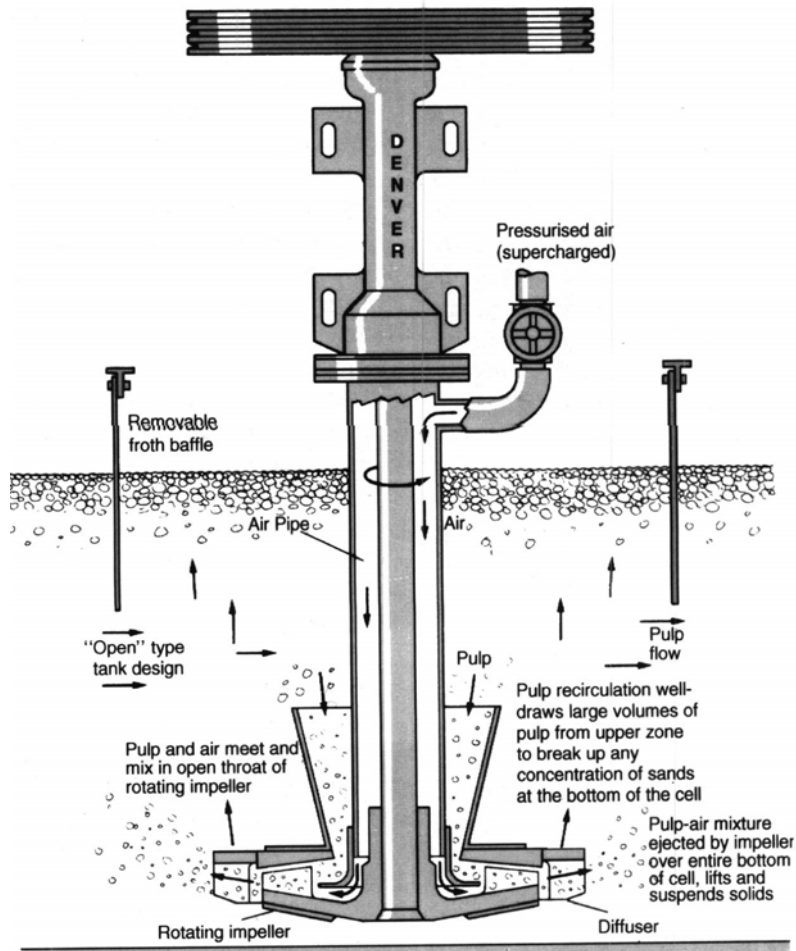
شکل ۱۱-۱۹- سلولهای فلوتاسیون مکانیکی قدیمی با حجم  $5/7m^3$



شکل ۱۱-۲۰- سلولهای فلوتاسیون مکانیکی با حجم  $14/2m^3$



شکل ۱۱-۲۱- سلول فلوتاسیون مکانیکی با حجم زیاد ( $42/0m^3$ )

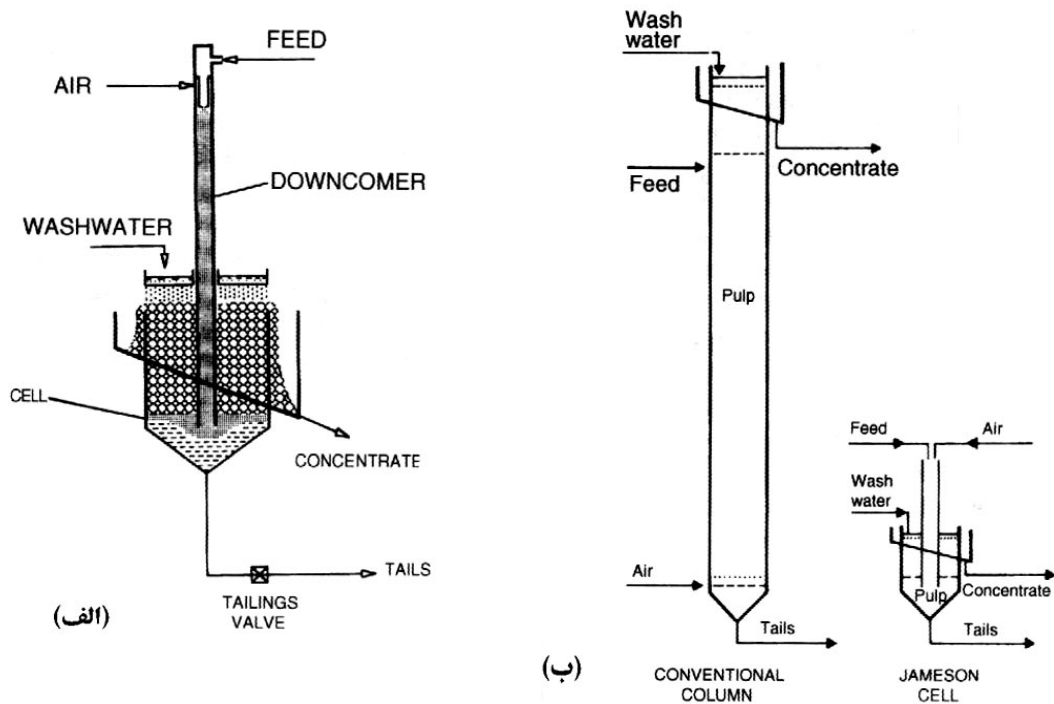


شکل ۱۱-۲۲- سلول فلوتاسیون مکانیکی با حجم زیاد، نوع Denver ( $36/1m^3$ )

### ۱۱-۱۰-۲- ماشینهای جدید فلوتاسیون

○ از مشخصات اصلی این نوع سلولها که نزدیک به ۱۰ نوع مختلف می باشد، می توان به موارد زیر اشاره کرد:

- (۱) نداشتن وسیله مکانیکی چرخنده در داخل سلول
- (۲) اشغال فضای افقی کم
- (۳) فراهم نمودن محصول عیار بالا به دلیل شستن کف
- (۴) جایگزین نمودن چندین سلول معمولی با یک سلول فلوتاسیون



شکل ۱۱-۲۳- دو نوع از ماشینهای جدید فلوتاسیون

(الف) سلول جمسن (Jameson cell) و (ب) سلول ستونی (Column cell) معمولی در مقایسه با سلول جمسن

## جدایش مغناطیسی (Magnetic Separation)

### ۱-۱۲- مقدمه

- در جدایش مغناطیسی از خواص مغناطیسی برای جداسازی کانیهای با ارزش از گانگ غیر مغناطیسی استفاده می‌شود. مانند: جدایشهای مگنتیت از کوارتز، ولفرامیت  $(\text{Fe, Mn})\text{WO}_4$  و مگنتیت از کاسیتريت.
- همه مواد وقتی که در یک میدان مغناطیسی قرار داده می‌شوند به نوعی تحت تأثیر قرار می‌گیرند.
- مواد بر اساس اینکه به یک آهن‌ربا جذب یا از آن دفع شوند به دو گروه بزرگ تقسیم می‌شوند:
  - (۱) **دیامگنتیک (Diamagnetic):** موادی هستند که در طول خطوط نیروی مغناطیسی به سمت شدت میدان کمتر دفع می‌شوند.
  - (۲) **پارامگنتیک (Paramagnetic):** موادی هستند که در طول خطوط نیروی مغناطیسی به سمت شدت میدان بیشتر جذب می‌شوند.
- یک حالت خاص از مواد پارامگنتیک **فرومگنتیک (Ferromagnetic)** نام دارد که دارای خاصیت مغناطیسی شدن بالایی هستند و در صورت خارج شدن از میدان، مقداری از خاصیت مغناطیسی در آن باقی می‌ماند.



- کانیهای دیامگنتیک: کوارتز، کلسیت، اسفالریت، الماس، مولیبدنیت و ...
- کانیهای پارامگنتیک: کرومیت  $(\text{FeCr}_2\text{O}_4)$ ، پیریت  $(\text{FeS}_2)$ ، کالکوپیریت و ...
- کانی فرومگنتیک: مگنتیت  $(\text{Fe}_3\text{O}_4)$



## ۱۲-۲- اصول فیزیکی جدایش مغناطیسی

- تعداد خطوط نیروی عبوری از واحد سطح مواد یا دانسیته شار مغناطیسی ( $B$ ; Magnetic Flux Density) یا القاء مغناطیسی (Magnetic Induction) با واحد تسلا ( $T$ ; Tesla) اندازه گیری می شود.

$$B = \frac{Q}{4\pi r^2}$$

$$Q = \mu_0 q_m$$

$B$ : دانسیته شار مغناطیسی ( $T$ )

$\mu_0$ : قدرت نفوذپذیری مغناطیسی خلاء ( $T.m/A$ )

$q_m$ : قدرت مغناطیسی قطب ( $A.m$ )

- نیروی مغناطیس کننده که خطوط نیرو را در یک ماده القاء می کند، شدت میدان ( $H$ ; Field Intensity) نام دارد و واحد آن  $A/m$  می باشد ( $1A/m = 4\pi \times 10^{-7} T$ ).

- شدت مغناطیس شدن ( $M$ ) یک ماده عبارت است از ممان مغناطیسی بر واحد حجم ( $V$ ):

$$M_{(A/m)} = \frac{q_m \times l}{V}$$

$l$ : فاصله بین قطبها ( $m$ )

$q_m$ : قدرت مغناطیسی قطب ( $A.m$ )

- رابطه دانسیته شار مغناطیسی ( $B$ ) و شدت میدان ( $H$ ):

$$B = \mu_0 (H + M)$$

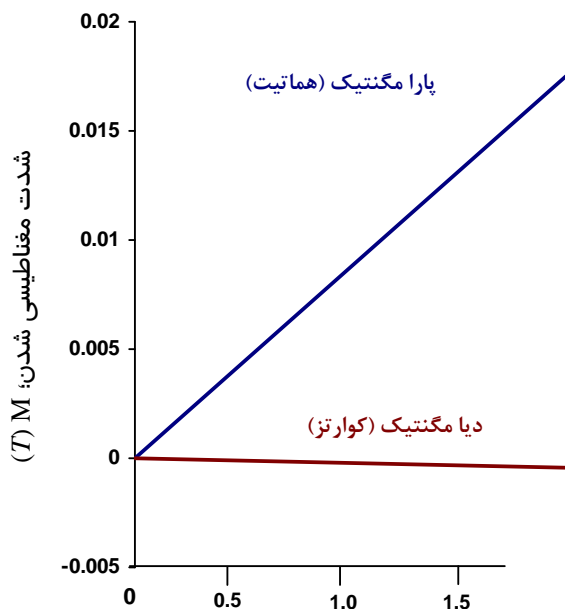
- تأثیر پذیری مغناطیسی (Magnetic Susceptibility)، ( $S$ ) عبارت است از خارج قسمت شدت مغناطیسی شدن یک ماده بر میدان مغناطیسی تولید کننده.

$$S = \frac{M}{H}$$

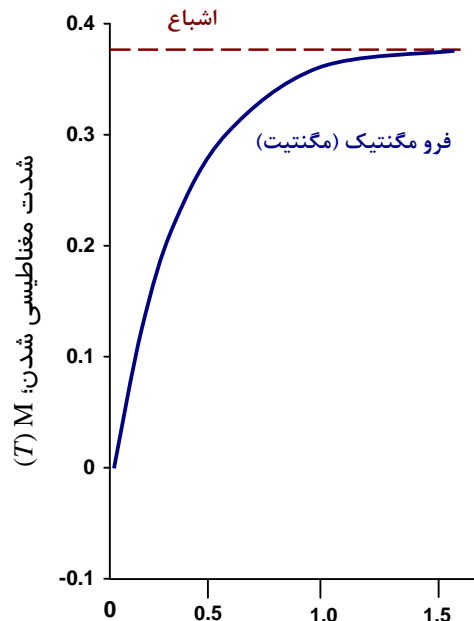
- شیب نمودار نشان دهنده تأثیر پذیری مغناطیسی ( $S$ ) است. برای هماتیت در حدود  $0.1$  و برای کوارتز  $0.01$  می باشد.

- اشباع شدگی برای مگنتیت در حدود  $1/5$  تسلا رخ می دهد.

- در مورد فرو مگنتیتها، تأثیر پذیری مغناطیسی متغیر است و بستگی به میدان مغناطیسی اعمال شده دارد.



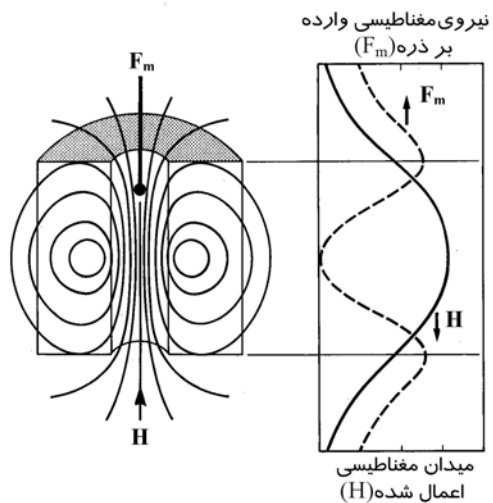
میدان مغناطیسی اعمال شده،  $H$  (T)



میدان مغناطیسی اعمال شده،  $H$  (T)

شکل ۱۲-۱-۱- نمودار شدت مغناطیسی شدن مواد با خواص مغناطیسی مختلف

### ۱۲-۳- نیروی مغناطیسی وارده بر ذرات



شکل ۱۲-۲-۲- نیروی وارده بر یک ذره در یک میدان مغناطیسی





- وقتی که جریان وصل باشد، میدان مغناطیسی ۳ تسلا در مرکز سیم پیچ و ۱/۸ تسلا در انتهای سیم پیچ وجود دارد.
- نمونه‌های کوارتز، هماتیت و مگنتیت از یک ترازو آویزان هستند و در نقاط مختلف در طول محور سیم پیچ حرکت داده می‌شوند. زمانی که جریان وصل می‌شود وزن ظاهری نمونه‌ها در اثر نیروی وارده از طرف میدان تغییر می‌کند.
- نیروی مغناطیسی وقتی که گرادیان (سرعت تغییر میدان مغناطیسی) بزرگترین است، بیشترین مقدار را دارد (در لبه سیم پیچ). وقتی که گرادیان صفر است نیروی وارد نمی‌شود (در مرکز سیم پیچ).
- وقتی که هماتیت و مگنتیت در نیمه بالایی سیم پیچ قرار دارند، وزن ظاهری آنها افزایش پیدا می‌کند در حالیکه وزن کوارتز کمتر می‌شود (جدول ۱۲-۱).

جدول ۱۲-۱- نیروی مغناطیسی وارده بر ذره ۱ گرمی در طول محور سیم پیچ

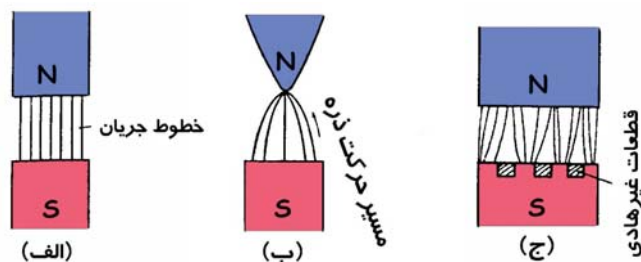
آزمایش ۲	آزمایش ۱	
۱/۸	۰/۱۸	میدان مغناطیسی اعمال شده (H)، (T)
-۰/۱۷	-۰/۰۱۷	گرادیان میدان مغناطیسی $(\partial H / \partial x)$ ، (T/cm)
		نیروی مغناطیسی (F <sub>m</sub> )، (N) :
$1/51 \times 10^{-4}$	$0/15 \times 10^{-4}$	کوارتز
$63/1 \times 10^{-4}$	$0/63 \times 10^{-4}$	هماتیت
۱/۵۵	۰/۱۵۵	مگنتیت

- نیروی مغناطیسی بر روی کوارتز و هماتیت به نسبت توان دوم تغییر میدان مغناطیسی اعمال شده و گرادیان میدان مغناطیسی افزایش می‌یابد، ولی در مورد مگنتیت به نسبت میدان مغناطیسی افزایش پیدا می‌کند.
- با میدان مغناطیسی ۰/۱۸ تسلا، نیروی مغناطیسی در مقایسه با نیروی ثقل در مورد کوارتز و هماتیت کوچک است. ولی وقتی میدان به ۱/۸ تسلا می‌رسد، نیروی مغناطیسی چند برابر نیروی ثقل می‌شود.

$$F_m \propto H \frac{dH}{dx} \text{ بنابراین:}$$

- برای تولید یک نیروی مغناطیسی مؤثر برای جدا کردن ذرات بایستی شدت میدان مغناطیسی و گرادیان هر دو بالا باشند.

## ۱۲-۴- جدا کننده‌های مغناطیسی (Magnetic Separators)



شکل ۱۲-۳- میدان‌های مغناطیسی

(الف) میدان با شار یکنواخت، (ب) میدان همگرا و (ج) تولید گرادیان میدان با قطب‌های لایه‌لایه

- طرح (الف) به لحاظ اینکه گرادیان میدان مغناطیسی صفر است، مطلوب نیست و در نتیجه ذرات حرکت نخواهند کرد. در طرح‌های (ب) و (ج) به دلیل وجود گرادیان میدان مغناطیسی، ذره به طرف شدت میدان بیشتر حرکت خواهد کرد.
- برای تغییر و تنظیم میدان مغناطیسی در جداکننده‌های الکترومغناطیسی جریان و در آهن ربا‌های دائمی فاصله بین دو قطب تغییر داده می‌شود.
- اگر ذرات ریز، شدت میدان بالا و خاصیت تأثیرپذیری ذرات زیاد باشد، خود ذرات به عنوان آهن ربا عمل کرده و همدیگر را جذب می‌کنند. این توده‌های مغناطیسی می‌توانند گانگ را به تله بیاندازند.
- مشکل فلوکولاسیون (تجمع) ذرات با گذراندن مواد از میان میدان‌های مغناطیسی که قطب‌های آن معکوس است، به حداقل رسانده می‌شود.

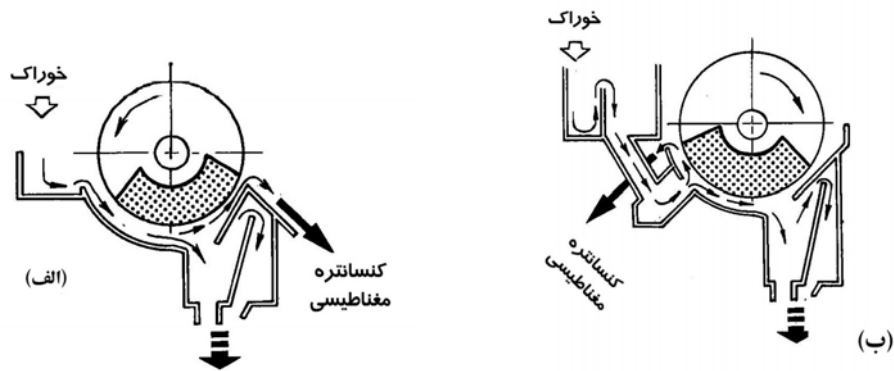
## ۱۲-۵- انواع جدا کننده‌های مغناطیسی

- (۱) جدا کننده‌های شدت پایین (Low Intensity)
  - (۲) جدا کننده‌های شدت بالا (High Intensity)
- هر یک از جدا کننده‌ها به دو صورت تر یا خشک تقسیم می‌شوند.
  - در جدا کننده‌های شدت پایین، میزان شدت میدان مغناطیسی اعمال شده کمتر از  $0.1 T$  بوده ولی در جدا کننده‌های شدت بالا بیش از  $2 T$  می‌باشد.

## ۱۲-۵-۱- جدا کننده‌های شدت پایین (Low Intensity Separators)

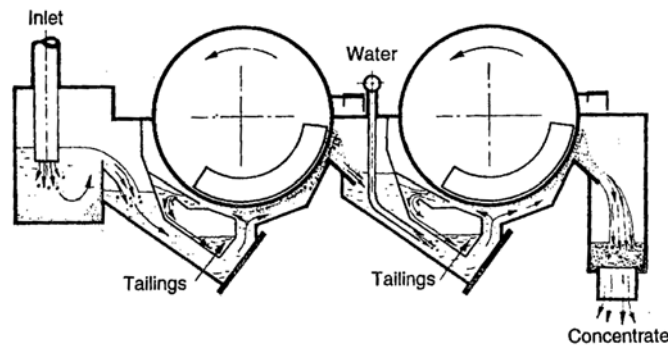
۱۲-۱-۵-۱- جدا کننده‌های استوانه‌ای (Drum Separators)

- جدا کننده‌های استوانه‌ای با جدایش خشک برای ذرات درشت (بزرگتر از  $0.5\text{cm}$ ) با خاصیت مغناطیسی قوی بکار می‌رود.
- این نوع جدا کننده‌ها متداول‌ترین وسیله برای جدا کردن مواد مغناطیسی ریز واسطه سنگین می‌باشند.
- نوع جدا کننده استوانه‌ای که حرکت پالپ و استوانه در یک جهت است برای کنسانتره با عیار بالا بکار برده می‌شود.
- برای مقابله با نوسانات خوراک از جدا کننده استوانه‌ای که جهت پالپ و استوانه خلاف یکدیگر باشد، استفاده می‌گردد. در این نوع جدا کننده‌ها، عیار کنسانتره مد نظر نیست.



شکل ۱۲-۴- جدا کننده استوانه‌ای تر، بر اساس جهت چرخش استوانه و حرکت پالپ ورودی (الف) هم جهت و (ب) جهت مخالف

- در عملیات پایانی روی مواد نسبتاً ریز (زیر  $250\ \mu\text{m}$ ) از جدا کننده‌های مرحله‌ای استفاده می‌شود.

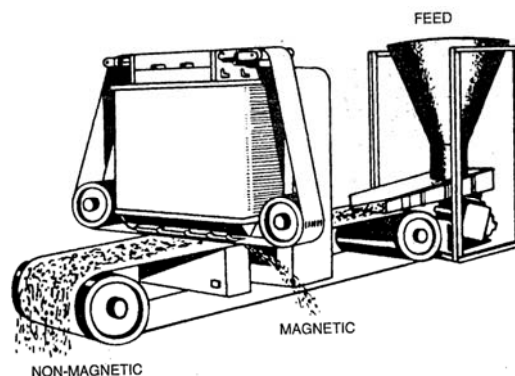


شکل ۱۲-۵- جدا کننده استوانه‌ای دو مرحله‌ای

۱۲-۱-۵-۲- جدا کننده نوارهای متقاطع (Cross-Belt Separator)

- برای بازیابی ایلمنیت ( $\text{FeTiO}_3$ ) از کنسانتره کانیهای سنگین استفاده می‌شود.

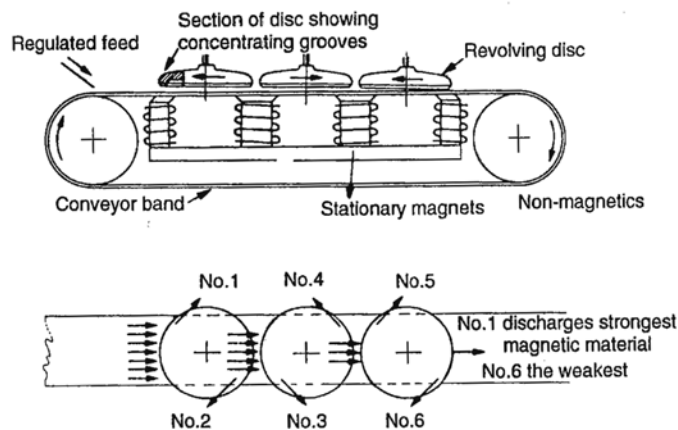
- گوه‌ای بودن آهن رباهاى بالایی برای ایجاد گرادپان میدان مغناطیسی می‌باشد.



شکل ۱۲-۶- جدا کننده نوارهای متقاطع

### ۱۲-۵-۱-۳- جدا کننده دیسکی (Disc-Separator)

- این نوع جدا کننده مغناطیسی، قادر به تولید چندین محصول با خاصیت‌های مغناطیسی متفاوت می‌باشد.



شکل ۱۲-۷- جدا کننده دیسکی

- مواد با خاصیت مغناطیسی بالا در محصول شماره ۱ و با خاصیت مغناطیسی کم در محصول شماره ۶ تجمع پیدا می‌کنند.

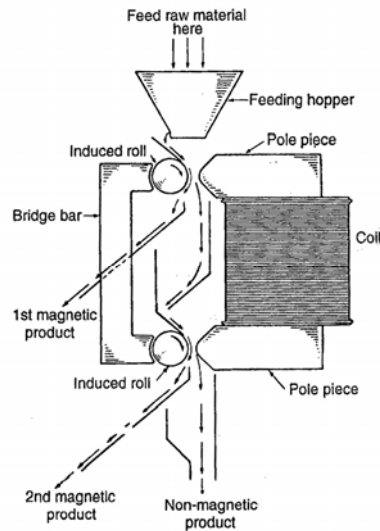
### ۱۲-۵-۲- جدا کننده‌های شدت بالا (High Intensity Separators)

- این نوع جدا کننده‌ها برای کانیهای پارامگنتیک خیلی ضعیف بکار می‌رود.

### ۱۲-۵-۲-۱- جدا کننده غلتکی القاء شده (Induced Roll Separator)

- فاصله بین قطب و غلتک قابل تنظیم می‌باشد.

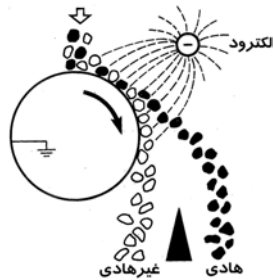
- این جدا کننده برای کانه‌های قلع و ماسه‌های ساحلی و سنگ فسفات بکار می‌رود.
- گرادیان از طریق ناهموار کردن سطوح غلتکها ایجاد می‌شود.



شکل ۱۲-۸- جدا کننده غلتکی القاء شده

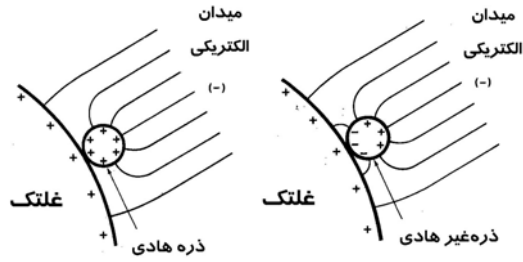
### ۱۲-۶- جدا کننده‌های الکترو استاتیکی (Electrostatic Separation)

- در این نوع جدا کننده‌ها از اختلاف هدایت الکتریکی کانیها برای جداسازی استفاده می‌شود.
- این جدا کننده‌ها به آب حساس بوده (به دلیل تغییر هدایت الکتریکی مواد) و ظرفیت آنها کم است.

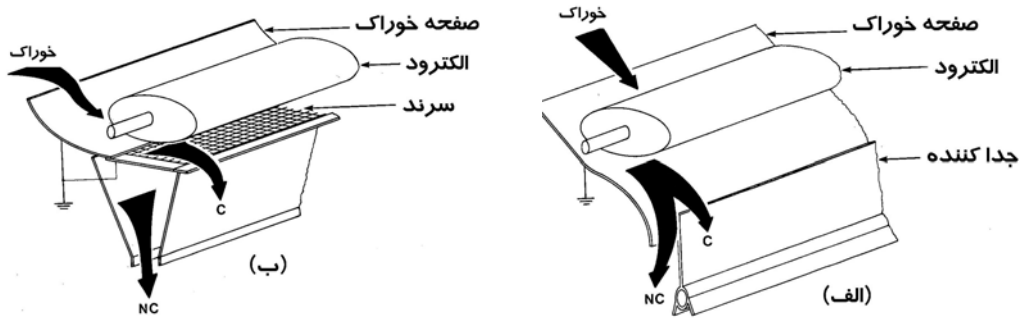


شکل ۱۲-۹- جدا کننده الکترواستاتیک، نوع چرخشی

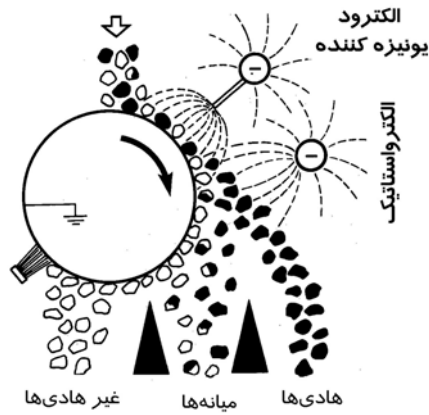
- همنام بودن بار ذرات هادی و سطح غلتک و وزن آنها در زمان چرخش استوانه باعث پرتاب آنها می‌شود.
- غیر همنام بودن بار ذرات غیر هادی و سطح غلتک باعث اتصال آنها می‌شود.



شکل ۱۲-۱۰- شارژ ذرات توسط القاء کردن

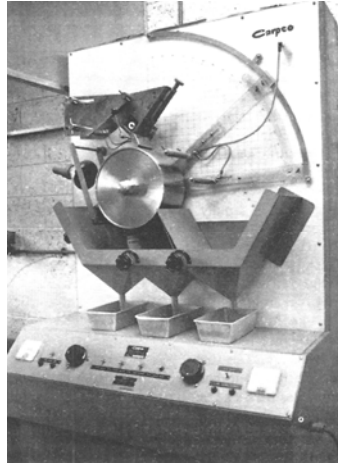


شکل ۱۲-۱۱- جداکننده‌های الکترو استاتیک  
(الف) صفحه‌ای و (ب) شبکه‌ای



شکل ۱۲-۱۲- جدا کننده الکترو دینامیک یا جدا کننده با کشش بالا

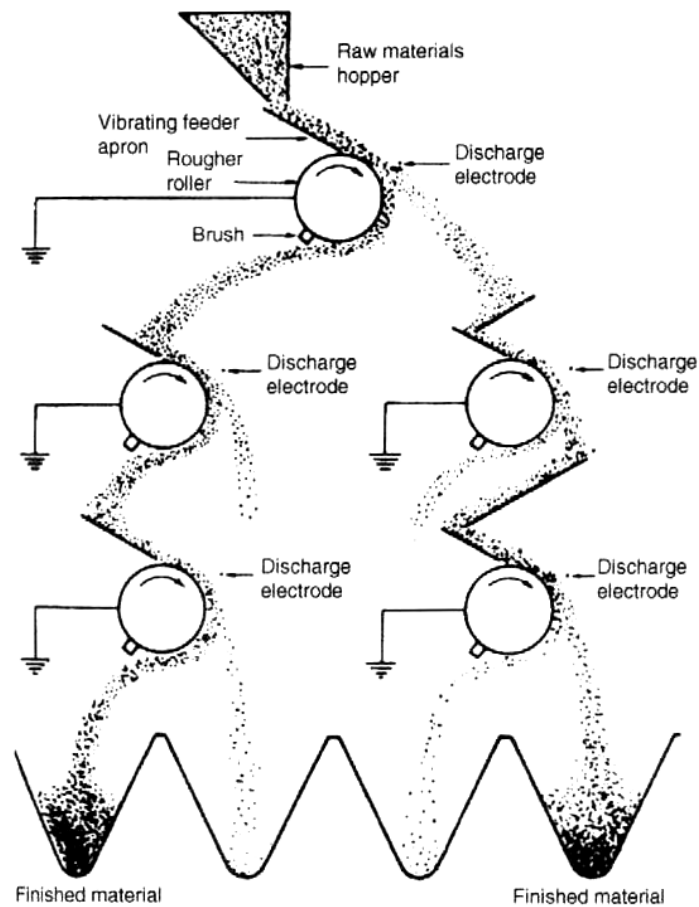
۱۲-۶-۱- جدا کننده الکترو استاتیکی آزمایشگاهی



شکل ۱۲-۱۳- جدا کننده الکترو استاتیکی آزمایشگاهی

○ در این جدا کننده‌ها ذرات  $500-600 \mu m$  جدا سازی می‌شوند. چون در ذرات بزرگ نسبت بار به سطح کم است، احتمال جدا شدن از غلتک و در نتیجه مخلوط شدن با کانیهای هادی وجود دارد.

### ۱۲-۶-۲- جدا کردن چند مرحله‌ای





شکل ۱۲-۱۴- جدا کردن چند مرحله‌ای

جدول ۱۲-۲- نمونه رفتار برخی از کانیها در جدایش الکترو استاتیکی

کانیهای که از غلتک پرت می‌شوند	کانیهایی که به غلتک می‌چسبند
کاسیتريت	آپاتیت
کرومیت	باریت
گالن	کوارتز
روتیل	زیرکن
ایلمنیت	مونازیت

○ این روش برای جدا سازی روتیل و ایلمنیت از مونازیت و زیرکن استفاده می‌شود.



## پر عیار کردن ثقلی (Gravity Concentration)

### ۱۳-۱- مقدمه

- روشهای ثقلی برای جداسازی مواد متنوعی از جمله فلزات سولفیدی مانند گالن (وزن مخصوص  $7/5g/cm^3$ ) تا زغالسنگ (وزن مخصوص  $1/3g/cm^3$ ) در اندازه ذرات حتی کوچکتر از  $50\mu m$  بکار می‌رود.
- روشهای جداسازی ثقلی، اصلی‌ترین روش جداسازی کانه‌های تنگستن و آهن می‌باشد.
- در سالهای اخیر استفاده از این روش به دلیل افزایش هزینه مواد شیمیایی در عملیات فلوتاسیون، سادگی نسبی و آلودگی کم محیط، افزایش یافته است.
- استفاده از این روش در مراحل اولیه عملیات باعث کاهش وزن ماده برای عملیات بعدی در اثر کنار گذاشتن مقدار زیادی از باطله می‌شود.

### ۱۳-۲- اصول پر عیار کنی ثقلی (Principles of Gravity Concentration)

- روشهای پر عیار کننده ثقلی، کانیهای با وزن مخصوص مختلف را با توجه به حرکت نسبی آنها در مقابل نیروی ثقل و یک یا چند نیروی دیگر جدا می‌کند. یکی از نیروهای درگیر، نیروی مقاومت در برابر حرکت سیال ویسکوز مانند هوا و آب می‌باشد.
- برای جداسازی مؤثر بایستی تفاوت بارزی بین دانسیته کانی با ارزش و گانگ وجود داشته باشد.

$$\left| \frac{D_h - D_f}{D_l - D_f} \right| > 2.5 \quad \text{شرط جدایش:}$$

$D_h$ : وزن مخصوص سیال دربرگیرنده

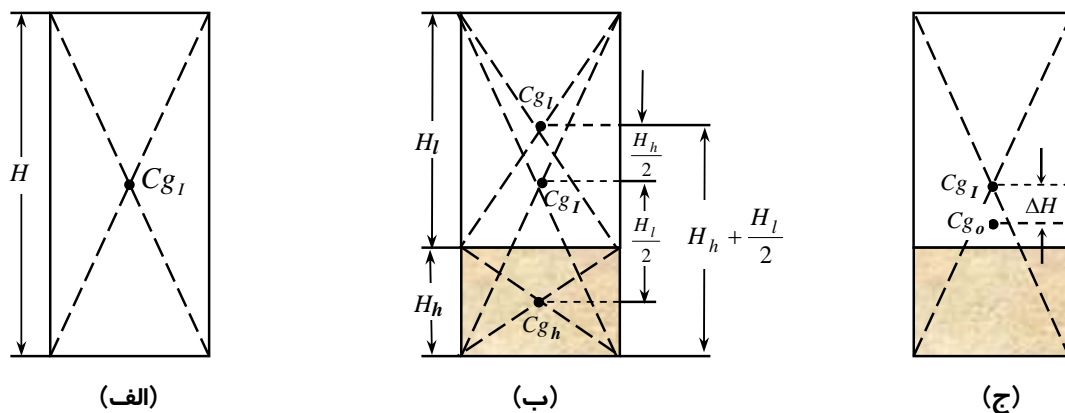
$D_l$ : وزن مخصوص کانی سنگین

$D_f$ : وزن مخصوص کانی سبک

- برای بالا بردن کارایی پرعیارکننده‌های ثقلی، ذرات بایستی تا حد امکان درشت و یک اندازه باشند. (در مورد درشت بودن ذرات، رابطه نیوتن مهم است)
- اگر ذرات یک اندازه باشند، به دلیل وجود اختلاف در وزن مخصوص، کاملاً جدا از هم سقوط می‌کنند.
- برای کم کردن تأثیر دانسیته در جداسازی ذرات بر حسب اندازه، بهتر است از سرند بجای سیکلون استفاده شود. چون در سیکلون ممکن است یک ذره ریز باشد ولی به علت دانسیته بالا به ته‌ریز منتقل شود. مانند بازیابی ذرات ریز طلا به ته‌ریز سیکلون.

### ۱۳-۳- تغییر سطح انرژی در جدایش ثقلی

- بستر مخلوطی از ذرات با دانسیته مختلف دارای انرژی پتانسیل معین است. وقتی چنین بستری حرکت داده شود، ذرات بنحوی قرار می‌گیرند که سیستم کمترین انرژی پتانسیل را داشته باشد. لایه‌بندی ذرات به‌صورتیکه ذرات با دانسیته زیاد در پایین و ذرات با دانسیته کم در بالا قرار می‌گیرند نیز به همین علت است.
- انرژی اعمال شده برای به حرکت در آوردن ذرات، نقش مستقیم در طبقه‌بندی ذرات ندارد، بلکه باعث آزاد شدن انرژی پتانسیل ذخیره شده در ذرات مخلوط می‌شود.



شکل ۱۳-۱- وضعیت مرکز ثقل در یک سیستم دو جزئی متشکل از مواد با دانسیته پایین و دانسیته بالا

(الف) قبل از لایه‌بندی، (ب) بعد از لایه‌بندی و (ج) پایین آمدن مرکز ثقل

$h$ : اندیس ذرات با دانسیته زیاد       $Cg$ : مرکز ثقل       $I$ : حالت ابتدا  
 $I$ : اندیس ذرات با دانسیته کم       $O$ : حالت نهایی

- انرژی پتانسیل ذرات مخلوط قبل از طبقه‌بندی ( $E_I$ ):

$$E_I = W \frac{H}{2} = mg \frac{H}{2}$$

$$E_l = g \frac{H}{2} \rho V = g \frac{H}{2} AH \left( \frac{H_l A}{HA} \rho_l + \frac{H_h A}{HA} \rho_h \right)$$

که  $A$ ، مساحت بستر و  $\rho$ ، دانسیته مخلوط می باشد. همچنین معادله بالا را می توان به صورت زیر نوشت:

$$E_l = \frac{1}{2} AgH (H_l \rho_l + H_h \rho_h)$$

○ اگر در اثر طبقه بندی ذرات به صورت شکل (ب) درآیند، مرکز ثقل بستر به دلیل جدا شدن ذرات کمی پایین تر از قبل خواهد بود.

○ انرژی پتانسیل ذرات مخلوط بعد از طبقه بندی ( $E_o$ ).

$$E_o = W_h \frac{H_h}{2} + W_l \left( H_h + \frac{H_l}{2} \right)$$

یا

$$E_o = m_h g \frac{H_h}{2} + m_l g \left( H_h + \frac{H_l}{2} \right) = \rho_h AH_h g \frac{H_h}{2} + \rho_l AH_l g \left( H_h + \frac{H_l}{2} \right)$$

$$E_o = \frac{1}{2} Ag \left[ \rho_l H_l (2H_h + H_l) + \rho_h H_h^2 \right]$$

○ اختلاف انرژی که برای جانشینی در دسترس است:

$$E_l - E_o = \Delta E$$

$$\Delta E = \frac{1}{2} Ag (H_l + H_h) (H_l \rho_l + H_h \rho_h) - \frac{1}{2} Ag \left[ H_l \rho_l (2H_h + H_l) + \rho_h H_h^2 \right]$$

$$\Delta E = \frac{1}{2} Ag \left[ H_l^2 \rho_l + H_h H_l \rho_h + H_h H_l \rho_l + H_h^2 \rho_h - 2\rho_l H_l H_h - \rho_l H_l^2 - \rho_h H_h^2 \right]$$

$$\Delta E = \frac{1}{2} Ag H_l H_h (\rho_h - \rho_l) = \frac{1}{2} Ag H_l H_h \rho_h - \frac{1}{2} Ag H_l H_h \rho_l$$

$$\Delta E = W_h \frac{H_l}{2} - W_l \frac{H_h}{2}$$

○ چون  $\rho_h > \rho_l$ ،  $\Delta E$  همواره بزرگتر از صفر خواهد بود، به عبارت دیگر، سیستم به طرف سطح انرژی کمتر که همان حالت طبقه بندی ذرات است، پیش خواهد رفت.

○ نشان دهنده حاصلضرب متوسط مسافت طی شده توسط ذرات سنگین در وزن آنهاست.  $W_h \frac{H_l}{2}$



$-W_l \frac{H_h}{2}$ : نشان دهنده مقدار کاری است که ذرات سنگین باید انجام دهند و ذرات سبک را از نقطه ثقل

قبل از طبقه‌بندی به نقطه ثقل بعد از طبقه‌بندی ببرند.

○ مقدار تفاوت یا پایین آمدن مرکز ثقل ( $\Delta H$ ) نشان دهنده قابلیت جدایش ذرات مخلوط می‌باشد.

$$E_l = W \frac{H}{2} = mg \frac{H}{2} \Rightarrow m = \frac{E_l}{g \frac{H}{2}}$$

و

$$E_o = mg \left( \frac{H}{2} - \Delta H \right) \Rightarrow m = \frac{E_o}{g \left( \frac{H}{2} - \Delta H \right)}$$

$$\frac{E_l}{g \frac{H}{2}} = \frac{E_o}{g \left( \frac{H}{2} - \Delta H \right)} \Rightarrow E_l \frac{H}{2} - E_l \Delta H = E_o \frac{H}{2}$$

$$\Delta H = \frac{E_l \frac{H}{2} - E_o \frac{H}{2}}{E_l} = \frac{H}{2} \left( \frac{E_l - E_o}{E_l} \right)$$

با جایگذاری:

$$\Delta H = \frac{H}{2} \frac{\frac{1}{2} Ag H_l H_h (\rho_h - \rho_l)}{\frac{1}{2} Ag H (H_l \rho_l + H_h \rho_h)}$$

$$\Delta H = \frac{1}{2} \frac{H_l H_h (\rho_h - \rho_l)}{H_l \rho_l + H_h \rho_h}$$

○ هر چقدر  $\Delta H$  بیشتر باشد، جدایش ذرات مخلوط راحت‌تر خواهد بود.

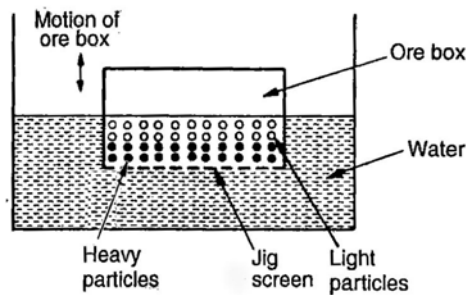
### ۱۳-۴- جداکننده‌های ثقلی (Gravity Separators)

#### ۱۳-۴-۱- جیگ‌ها (Jigs)

○ قدیمی‌ترین روش پرعیارکننده‌های ثقلی است و برای پرعیارکردن مواد نسبتاً درشت (بزرگتر از  $150 \mu m$ ) استفاده می‌شود.

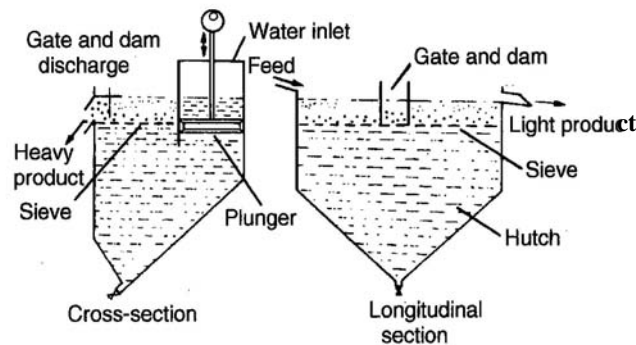
○ جیگ‌ها در صنایع زغالسنگ، کاسیتريت، تنگستن، طلا، باریت و آهن بکار برده می‌شوند.

○ در جیگ‌ها جدایش کانی‌های با وزن مخصوص مختلف، در لایه‌ای که توسط جریان جهشی آب حالت سیالیت داده شده، انجام می‌شود.



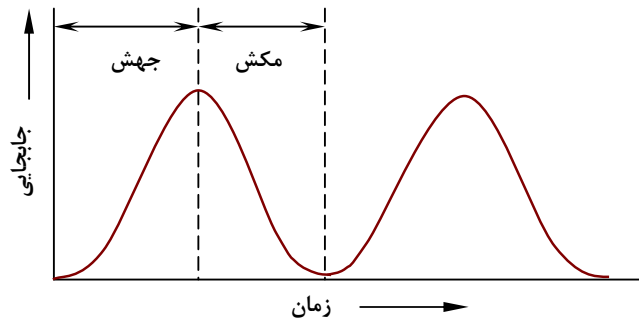
شکل ۱۳-۲- جیگ دستی

○ در صنعت بجای تکان دادن جعبه، آب حرکت داده می‌شود.

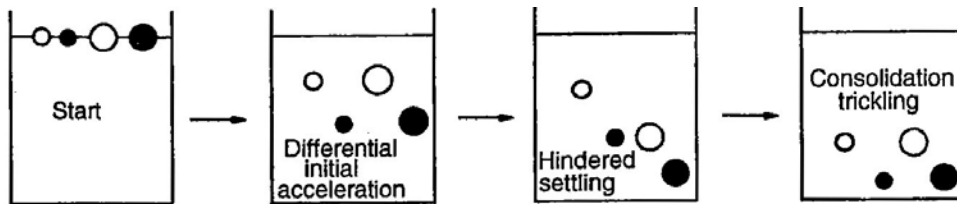


شکل ۱۳-۳- جیگ Harz

○ در حرکت جهشی، لایه به طرف بالا بلند شده و با کاهش سرعت منبسط می‌شود. ذرات زیرین اول سقوط کرده تا اینکه همه لایه از هم باز شود. در حرکت مکشی (کششی) لایه بطور آهسته بسته می‌شود و این در هر ضربه تکرار می‌شود. فرکانس معمولاً بین ۵۵ تا ۳۳۰ سیکل بر دقیقه می‌باشد.



شکل ۱۳-۴- حرکت پیستون در یک جیگ



شکل ۱۳-۵- فرآیند جیگ ایده‌آل

### اصول حرکت ذرات در جیگ (The Jigging Action)

- با توجه به مطالب قبلی، معادله حرکت یک ذره در حالت ته‌نشینی در یک سیال ویسکوز برابر است با:

$$mg - m'g - D = m \frac{dx}{dt}$$

- در ابتدای حرکت ذره، چون سرعت ( $x$ ) خیلی کم است، از  $D$  می‌توان صرف‌نظر کرد. بنابراین:

$$\frac{dx}{dt} = \left( \frac{m - m'}{m} \right) g, \quad m = \rho \times V$$

و چون ذره و سیال جابجا شده دارای حجم یکسان هستند:

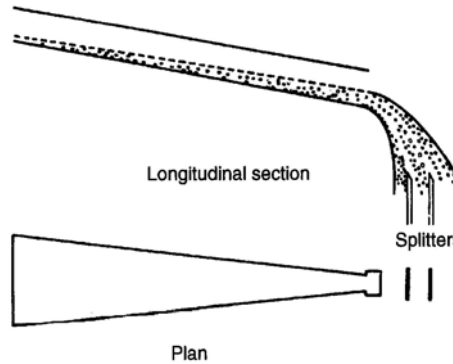
$$\frac{dx}{dt} = \left( \frac{D_s - D_f}{D_s} \right) g = \left( 1 - \frac{D_f}{D_s} \right) g$$

- بنابراین، شتاب اولیه ذرات مستقل از اندازه ذره و فقط به دانسیته جامد و سیال وابسته می‌باشد (به شرطی که سرعت کم باشد).

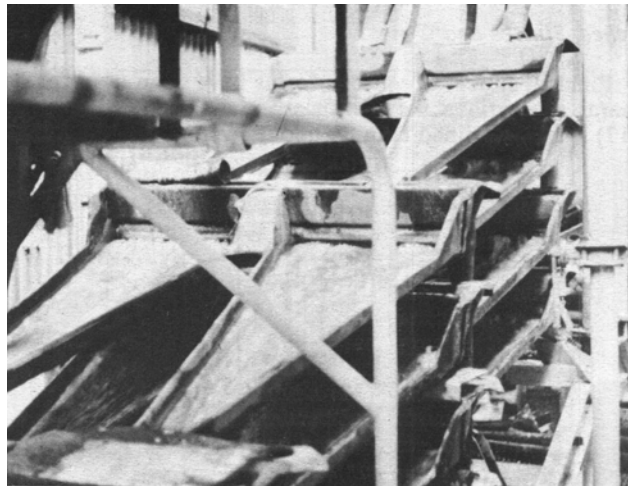
- در جیگ‌ها سعی می‌شود که زمان سقوط به قدری کوتاه باشد که مسافت طی شده توسط ذرات بیشتر از شتاب اولیه تأثیر بپذیرد.

### ۱۳-۴-۲- ناو شستشو (Pinched Sluices)

- یک ناو شستشوی شیبدار، طولی در حدود ۱m را دارا می‌باشد که عرض ورودی آن ۲۰cm بوده و به تدریج در خروجی به ۲/۵cm می‌رسد.



شکل ۱۳-۶- ناو شستشو



شکل ۱۳-۷- ناو شستشوی در حال کار

- پالپ با درصد جامدی معادل ۶۰٪-۵۰ به آرامی وارد شده و همچنانکه پایین می‌رود لایه لایه می‌شود و در خروجی این لایه‌ها توسط جداکننده‌ها، بصورت مجزا از هم، جمع‌آوری می‌شوند.
- در دهانه خروجی ناو، از سطح پالپ تا کف، دانسیته ذرات بیشتر می‌شود.

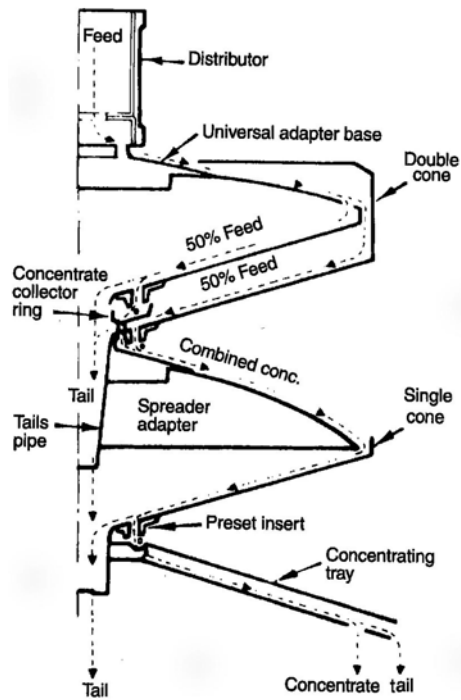
### ۱۳-۴-۳- مخروطها (Cones)

- جداکننده‌های مخروطی برای کاربردهای با ظرفیت بالا بکار برده می‌شوند.
- جداکننده‌های مخروطی در واقع از کنار هم قرار گرفتن تعداد زیادی ناو شستشو با عرض کم تشکیل شده‌اند که در آن جریان پالپ محدود نیست.

○ با قرار دادن چند مخروط بطور عمودی روی هم دیگر، چندین مرحله پرعیارسازی قابل انجام است.



شکل ۱۳-۸- مخروط شستشو Reichert



شکل ۱۳-۹- مقطع عرضی از نحوه کار یک مخروط شستشو

○ مخروطها معمولاً از فایبرگلاس ساخته می‌شوند و در یک قالب دایره‌ای شکل تا  $6m$  ارتفاع نصب می‌شوند.

○ ظرفیت این واحدها  $65-90 t/h$  با دانسیته خوراک  $70\%-55\%$  جامد وزنی می‌باشد.



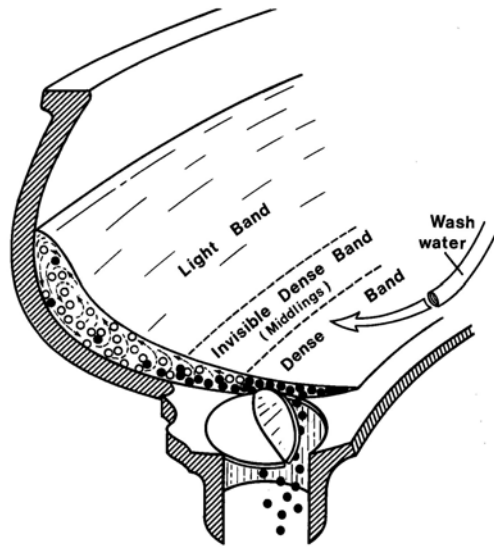
○ این جدا کننده‌ها موادی تا ابعاد  $3mm$  را قبول می‌کنند و برای موادی به ریزی  $30\mu m$  نیز می‌توانند بکار برده شوند.

○ بهترین کارایی در دامنه اندازه ذرات  $600-100\mu m$  می‌باشد.

### ۱۳-۴-۴- مارپیچ‌ها (Spirals)

○ ذرات به دلیل اثر ترکیبی نیروی گریز از مرکز، سرعت‌های مختلف ته‌نشینی ذرات و تأثیر چکیدن ذرات در بین فضاهای لایه، بصورت لایه‌بندی در می‌آیند.

○ ذرات سنگین و بزرگ با تشکیل یک لایه در طول حاشیه داخلی جریان، به کنسانتره راه پیدا می‌کنند.



شکل ۱۳-۱۰- مقطع عرضی جدا کننده مارپیچی



شکل ۱۳-۱۱- نمای بسته از جداکننده مارپیچی

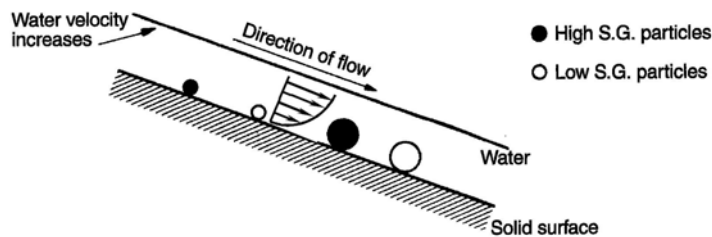


شکل ۱۳-۱۲- مجموعه‌ای از جدا کننده‌های مارپیچی Humphrey

- این جدا کننده‌ها برای پرعیارسازی ماسه‌های دارای کانیهای سنگین (ایلمنیت) بکار می رود.
- پالپ بین ۴۵٪-۱۵ جامد بر حسب وزن و در اندازه ابعاد ۳mm تا ۷۵ $\mu$ m از بالای مارپیچ وارد می‌شود و بطور مارپیچی به طرف پایین جریان پیدا می‌کند.

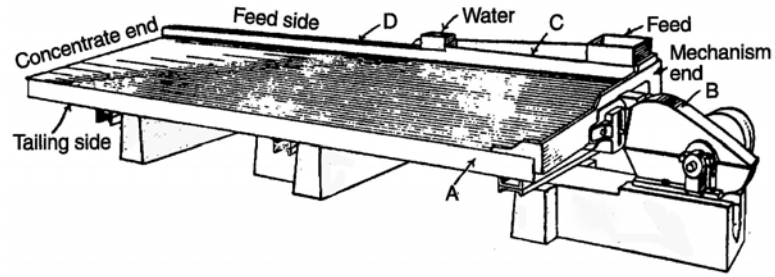
### ۱۳-۴-۵- میزهای لرزان (Shaking Tables)

- سرعت جریان در یک لایه جاری روی سطح صاف با دور شدن از سطح زیادتر می‌شود. اگر در این لایه ذرات با اندازه‌های مختلف وارد شوند، به ذرات بزرگتر بیش از ذرات کوچکتر نیرو وارد می‌شود، در نتیجه این عامل باعث جدا شدن آنها می‌شود.



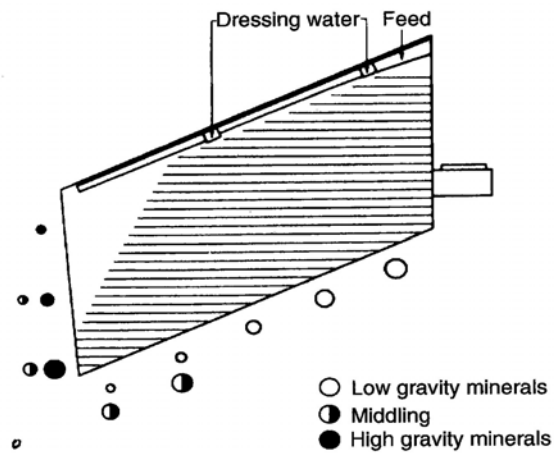
شکل ۱۳-۱۳- حرکت ذرات در یک لایه جریان

- میز با شیب کم در جهت طولی به لرزش درآورده می‌شود به طوری که ضربه جلو رونده آرام ولی برگشت آن خیلی سریع است. این کار باعث می‌شود ذرات در جهت طولی میز بغلتند.
- ذرات در روی میز در معرض دو نیرو قرار دارند: یکی به دلیل حرکت میز و دیگری در جهت عمود بر آن که ناشی از نیروی آب جاری می‌باشد. منتجه این دو نیرو، حرکت مورب در عرض میز از سمت خوراک خواهد بود.



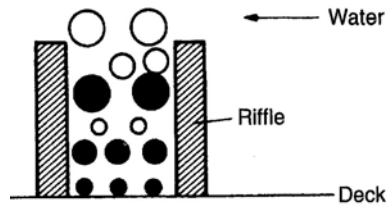
شکل ۱۳-۱۴- میز لرزان

○ ذرات کوچک با دانسیته بیشتر به سمت ناو کنسانتره و ذرات بزرگ سبک به سمت ناو باطله شسته می شوند.



شکل ۱۳-۱۵- توزیع محصولات میز لرزان

○ ریزترین و سنگین ترین ذرات در ته و درشت ترین و سبک ترین در بالای مانع قرار می گیرد.



شکل ۱۳-۱۶- لایه بندی مواد بین دو مانع

○ ارتفاع موانع از سمت خوراک به سمت باطله کم می شود و پرعیار شدن نهایی در منطقه بدون مانع و در انتهای میز، جایی که مواد معمولاً یک یا دو لایه هستند، صورت می گیرد.

## جدا کردن توسط واسطه سنگین (Dense Medium Separation)

### ۱-۱۴- مقدمه

- جدایش توسط واسطه سنگین یا فرآیند ته‌نشین‌سازی و شناورسازی برای بیشتر پرعیار کردن کانیها بکار برده می‌شود (کنار گذاشتن گانگ قبل از نرم کردن).
- واسطه سنگین با دانسیته مناسب طوری انتخاب می‌شود که کانیهای سبکتر از مایع شناور و کانیهای سنگین‌تر از آن ته‌نشین شوند.



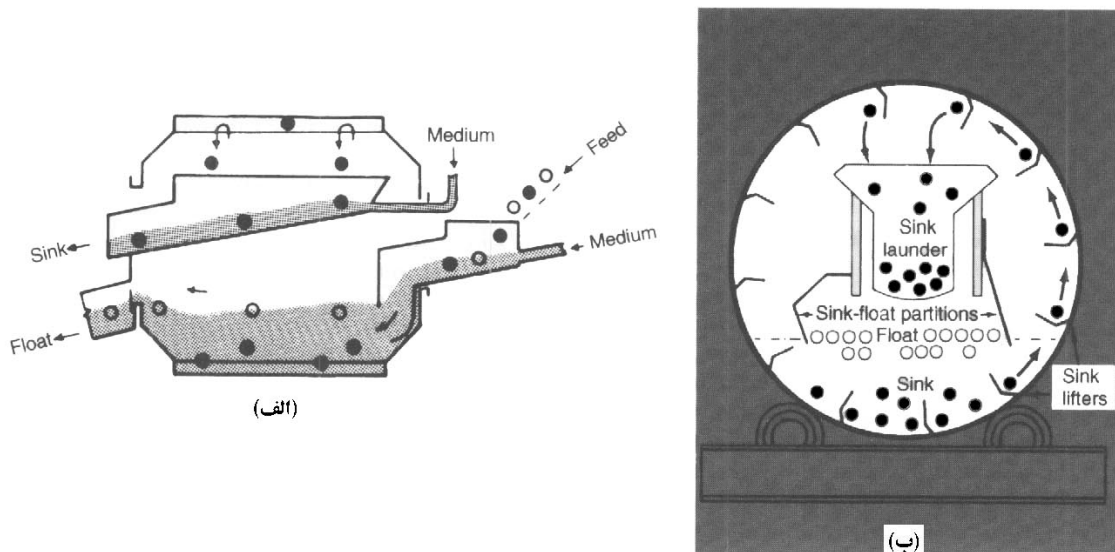
شکل ۱-۱۴- اصول جدایش توسط واسطه‌های سنگین

### ۱-۱۴-۲- مایعات سنگین (The Dense Medium Liquids)

- تترابروماتان (Tetrabromoethane, TBE) با وزن مخصوص ۲/۹۶ کاربرد وسیعی دارد که ممکن است با تتراکلریدکربن (Carbon Tetrachloride) (وزن مخصوص ۱/۵۸) جهت بدست آوردن دانسیته‌های کمتر از ۲/۹۶، رقیق شود.
- بروموفرم (Bromoform) با دانسیته ۲/۸۹ که برای کسب دانسیته‌هایی در محدوده ۱/۵۸-۲/۸۹ با تتراکلریدکربن رقیق می‌شود.

## ۱۴-۳- مخلوطها (Suspensions)

- برای تولید یک مخلوط پایدار با دانسیته بالا و ویسکوزیته نسبتاً پایین لازم است از ذرات ریز با وزن مخصوص زیاد استفاده کرد. مخلوط کردن برای پراکنده کردن ذرات و پایین آوردن ویسکوزیته ظاهری ضروری است.
- گالن (Galena) به علت داشتن وزن مخصوص زیاد برای تهیه واسطه‌هایی با دانسیته بالای ۴/۰ مورد استفاده قرار می‌گرفت. اما با توجه به تردی نسبی، قابلیت اکسیداسیون سریع سطح آن و در نتیجه مشکل بازبایی آن (به روش فلوتاسیون) به تدریج اهمیت خود را از دست داده است.
- مگنتیت (Magnetite) با وزن مخصوص ۵/۱ که نسبتاً ارزان است برای تهیه دانسیته‌های بالای ۲/۵ مورد استفاده قرار می‌گیرد.
- فروسیلیکون (Ferrosilicon) با وزن مخصوص ۶/۷-۶/۹ آلیاژ آهن و سیلیس است که در آن آهن کمتر از ۰/۸۲٪ و سیلیس کمتر از ۱۶٪-۱۵٪ نبایستی باشد. اندازه فروسیلیکون از ۹۵٪ زیر  $150\ \mu\text{m}$  تا ۹۵٪ زیر  $4\ \mu\text{m}$  در نوسان است. دانسیته مخلوطی که با فروسیلیکون تهیه می‌شود، می‌تواند ۳/۲ باشد.
- فروسیلیکون با جداکننده‌های مغناطیسی جدا می‌شود و مقدار تلف شده آن از ۰/۱ تا ۲/۵ کیلوگرم بر تن متغیر است.

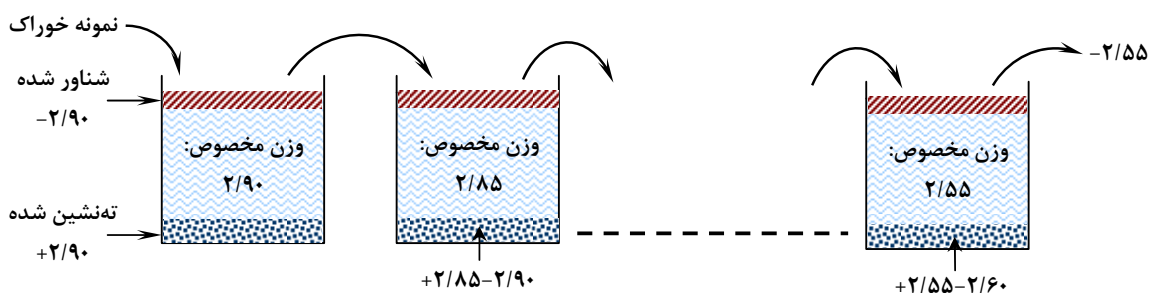


شکل ۱۴-۲- جدا کننده بشکه‌ای (Drum Separator)

(الف) نما از کنار و (ب) نما از روبرو

## ۱۴-۴- آزمون‌های آزمایشگاهی مایعات سنگین

- این آزمونها به منظور ارزیابی مناسب بودن جدایش مایع سنگین و دیگر روشهای ثقلی و همچنین برای تعیین دانسیته جدایش اقتصادی، انجام می‌گیرد.
- در ظروف جداگانه، مایعاتی با دانسیته‌های مختلف ریخته می‌شود. در ابتدا نمونه خرد شده به داخل ظرف با بالاترین دانسیته ریخته می‌شود. محصول شناور شده جدا شده و در ظرف بعدی با دانسیته پایین‌تر وارد می‌شود. این کار به همین شکل تا ظرف آخری ادامه داده می‌شود.
- در آخر آزمون، محصولات ته‌نشین شده و محصول شناور شده آخری توزین می‌شود.
- در این آزمون باید زمان کافی برای ته‌نشین شدن ذرات ریز داده شود. برای تسریع این کار می‌توان از دستگاه سانتریفوژ استفاده کرد.



شکل ۱۴-۳- مراحل آزمون مایع سنگین

جدول ۱۴-۱- نتایج آزمون مایع سنگین

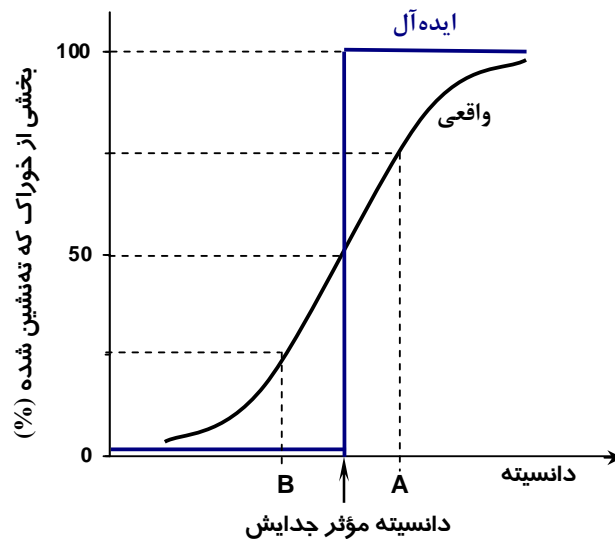
بخشهای وزن مخصوص ( $g/cm^3$ )	وزن (%)	وزن تجمعی (%)	عیار (%Sn)	توزیع (%Sn)	توزیع تجمعی (%Sn)
-2.55	1.57	1.57	0.028	0.04	0.04
2.55-2.60	9.22	10.79	0.04	0.33	0.37
2.60-2.65	26.11	36.90	0.04	0.93	1.30
2.65-2.70	19.67	56.57	0.04	0.70	2.00
2.70-2.75	11.91	68.48	0.17	1.81	3.81
2.75-2.80	10.92	79.40	0.34	3.32	7.13
2.80-2.85	7.87	87.27	0.37	2.60	9.73
2.85-2.90	2.55	89.82	1.30	2.96	12.69
+2.90	10.18	100.00	9.60	87.31	100.00

- اگر دانسیته پالپ برای جدایش ۲/۶ انتخاب شود، ۱۰/۷۹٪ مواد شناور می‌شوند که به‌عنوان باطله کنار گذاشته می‌شوند. در این کار ۰/۳۷٪ قلع از دست می‌رود.
- در انتخاب دانسیته جدایش بهینه، بایستی ملاحظات اقتصادی را در نظر گرفت.

## ۱۴-۵- کارآیی جدایش مایعات سنگین

### (Efficiency of Dense Medium Separation)

- در آزمایشات مایعات سنگین، مشکل مربوط به ذراتی است که دانسیته آنها نزدیک دانسیته مایع است و ممکن است در اثر نبودن زمان کافی، به محصول شناور راه پیدا نکند و در نتیجه به اشتباه تقسیم شوند.
- کارآیی جدایش در این نوع جدایش توسط شیب منحنی جدایش تعیین می‌شود.



شکل ۱۴-۴- منحنی حد جدایش مایعات سنگین

- خطای احتمالی جدایش:

$$(E_p) = \frac{A - B}{2}$$

- هرچه  $E_p$  کوچکتر باشد، کارآیی جدایش بالاتر بوده و خط بین A و B به عمود نزدیکتر است.

## ۱۴-۶- آماده کردن منحنی جدایش توسط مایعات سنگین

- خطای احتمالی یک وسیله در حال کار توسط نمونه‌گیری از محصولات ته‌نشین شده و شناور شده و انجام آزمونهای مایع سنگین قابل تعیین است.
- دامنه دانسیته باید طوری انتخاب شود که کل محدوده دانسیته عملیاتی را شامل شود.



جدول ۱۴-۲- نتایج آزمایش جداسازی زغالسنگ (شناور) از شیل (غوطه‌ور)

بخشهای	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)
وزن مخصوص (g/cm <sup>3</sup> )	شناور شده (wt. %)	ته‌نشین شده (wt. %)	خوراک شناور شده (%)	خوراک ته‌نشین شده (%)	خوراک بازسازی شده (%)	وزن مخصوص اسمی	خوراک ته‌نشین شده (%)
-1.30	83.34	18.15	68.83	3.15	71.98	-	4.39
1.30-1.40	10.50	10.82	8.67	1.88	10.56	1.35	17.80
1.40-1.50	3.35	9.64	2.77	1.68	4.45	1.45	37.75
1.50-1.60	1.79	13.33	1.48	2.32	3.80	1.55	61.05
1.60-1.70	0.30	8.37	0.25	1.46	1.71	1.65	85.38
1.70-1.80	0.16	5.85	0.13	1.02	1.15	1.75	88.70
1.80-1.90	0.07	5.05	0.06	0.88	0.94	1.85	93.62
1.90-2.00	0.07	4.34	0.06	0.75	0.81	1.95	92.68
+2.00	0.42	24.45	0.35	4.25	4.60	-	92.39
<b>جمع</b>	<b>100.00</b>	<b>100.00</b>	<b>82.60</b>	<b>17.40</b>	<b>100.00</b>		

$$(3): 83.34 \times 0.8259 = 68.83$$

$$(4): 18.15 \times (1 - 0.8259) = 3.16$$

$$(7): \frac{3.16}{71.98} \times 100 = 4.39\%$$

○ در این آزمایش، ۸۲/۵۹٪ وزن خوراک شناور شده است.

## ۱۴-۲- مدل‌های ریاضی برای منحنی جدایش

$x'$ : وزن مخصوص جدایش

$y(x)$ : بازیابی به بخش شناور

$Z$ : عدد ثابت

$x$ : وزن مخصوص

$$y(x) = 100 - 50 \exp\left(\frac{x - x'}{Z}\right) \quad x' > x$$

$$y(x) = 50 \exp\left(\frac{x' - x}{Z}\right) \quad x > x'$$

$$y(x) = 50 \quad x' = x$$



## آبگیری (Dewatering)

### ۱۵-۱- مقدمه

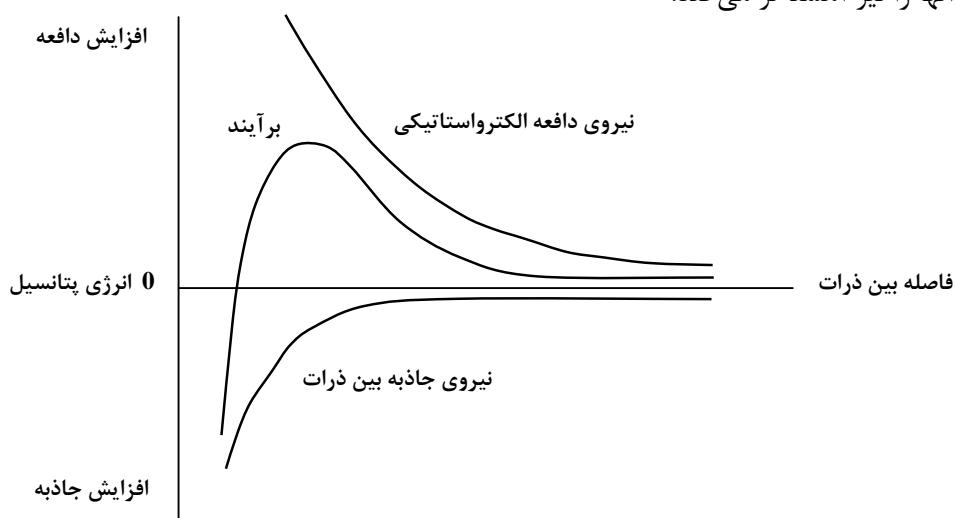
- در اغلب فرآیندهای جدایش، از آب زیادی استفاده می‌شود، به همین علت کنسانتره نهایی بایستی آبگیری شود.
- روشهای آبگیری (جدایش جامد از مایع):
  - (1) ته‌نشینی (Sedimentation)
  - (2) فیلتر کردن (Filtration)
  - (3) خشک کردن حرارتی (Thermal Drying)
- زمانی که اختلاف زیادی بین دانسیته جامد و مایع وجود داشته باشد، ته‌نشینی مؤثرترین روش است.
- وقتی که دانسیته جامد و پالپ نزدیک باشد از فیلتر کردن استفاده می‌شود.
- در مراحل آخر آبگیری، برای اینکه مقدار رطوبت به کمتر از ۰.۵٪ برسد، از خشک کننده‌های حرارتی استفاده می‌شود.

### ۱۵-۲- ته‌نشینی

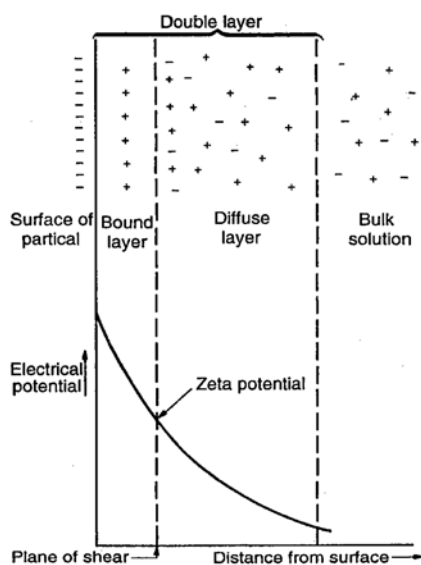
- ته‌نشینی سریع ذرات جامد در یک مایع باعث تشکیل دو فاز کاملاً مشخص شفاف (بدون ذرات جامد) و کدر (تجمع ذرات جامد) می‌شود.
- وقتی که ذرات خیلی ریز (میکرونی) باشند، سرعت سقوط آنها خیلی کم است. برای رفع این مشکل از ته‌نشینی گریز از مرکز و یا تجمع ذرات ریز (فلوکولاسیون) استفاده می‌شود.

## ۱۵-۲-۱- کواگولاسیون و فلوکولاسیون (Coagulation and Flocculation)

- ذرات، نیروهایی که به نیروهای واندروالسی معروفند، بر هم وارد می‌کنند. این نیروها در فواصل نزدیک مؤثرند.
- به دلیل وجود اتمسفر باردار الکتریکی اطراف هر ذره، نیروی دافعه‌ای بین ذرات وجود دارد که باعث پراکندگی آنها می‌شود.
- نیروهای دافعه نه تنها از کواگولاسیون (تجمع) ذرات جلوگیری می‌کند بلکه افزایش جذب و در نتیجه ته‌نشینی آنها را نیز آهسته‌تر می‌کند.



شکل ۱۵-۱- نیروهای عمل کننده بین دو ذره

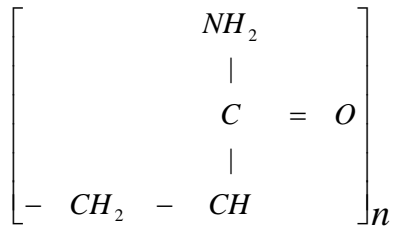


شکل ۱۵-۲- دولایه الکتریکی

○ در کواگولاسیون از نمکهای معدنی که شامل کاتیونهایی مانند  $Ca^{2+}$ ،  $Fe^{3+}$  و  $Al^{3+}$  هستند برای خنثی کردن بارهای منفی روی ذرات استفاده می‌شود که در نتیجه آن ذرات تجمع کرده و سرعت ته‌نشینی آنها افزایش پیدا می‌کند.

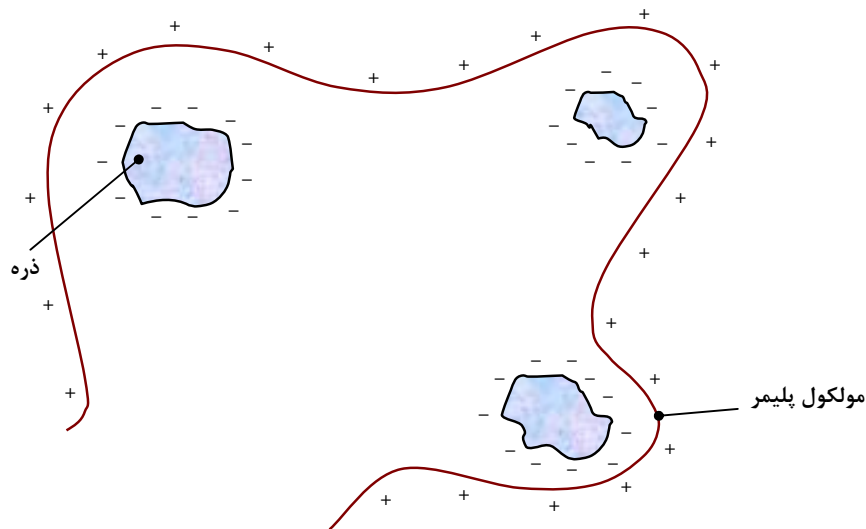
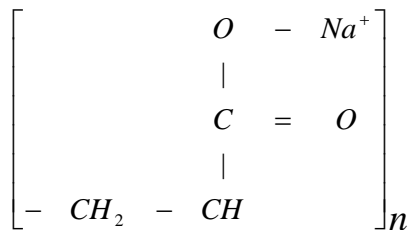
○ در فلوکولاسیون از پلیمرهای آلی دارای زنجیره بلند برای درست کردن پل بین ذرات استفاده می‌شود.

○ پلی‌آکریل‌آمید (Polyacrylamide) متداول‌ترین فلوکولانت مورد استفاده در صنعت است:

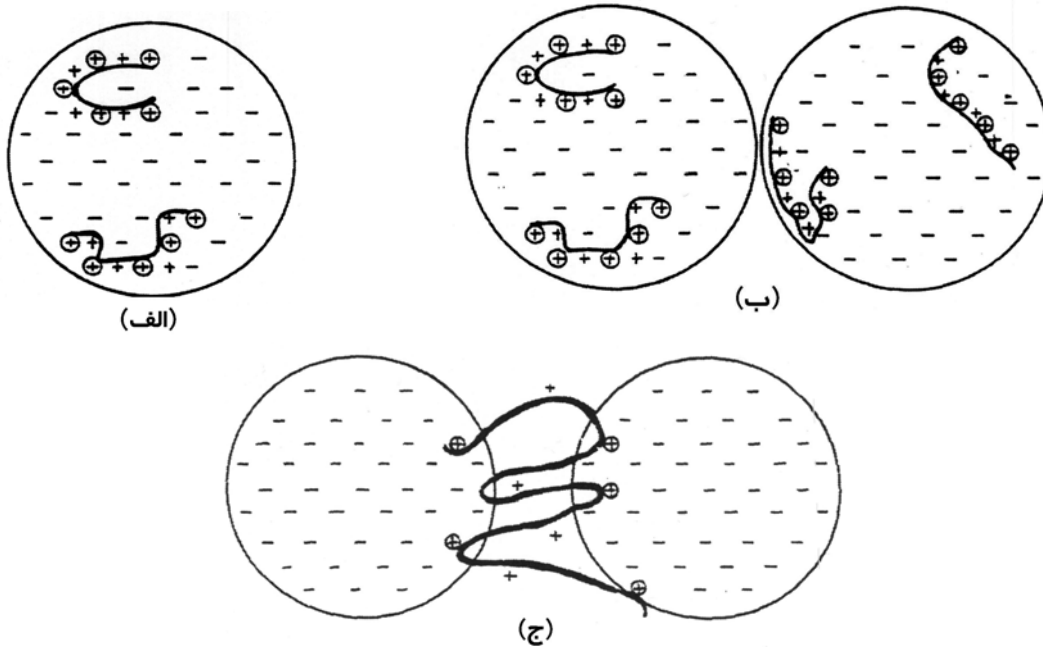


○ اگر پلی‌آکریل‌آمید با NaOH کاملاً هیدرولیز شود یک محصول سدیم اکرلیت (Sodium Acrylate)

پلی‌الکترولیت آنیونی (Anionic Polyelectrolyte) تولید می‌شود:



شکل ۱۵-۳- عمل یک پلی‌الکترولیت آنیونی

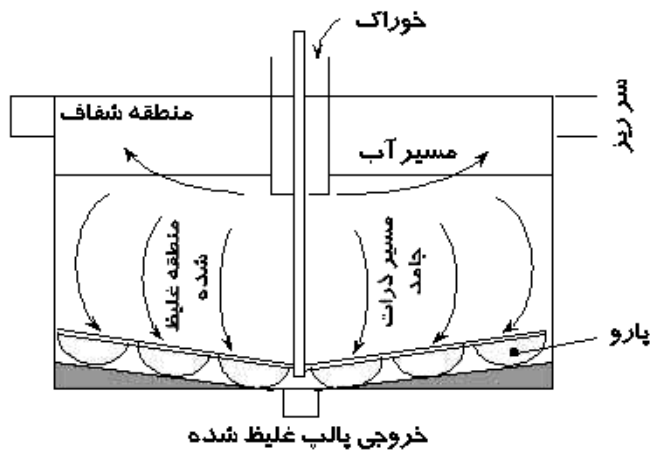


شکل ۱۵-۴- نحوه جذب سطحی فلوکولانت

- (الف) وصله‌های باردار روی سطح کانی بدلیل جذب بارهای غیر همنام روی سطح کانی و قسمت باردار
- (ب) جذب ذرات بدلیل وجود وصله‌های باردار روی یکی از ذرات
- (ج) جذب ذرات بدلیل ایجاد پل بین ذرات توسط فلوکولانت

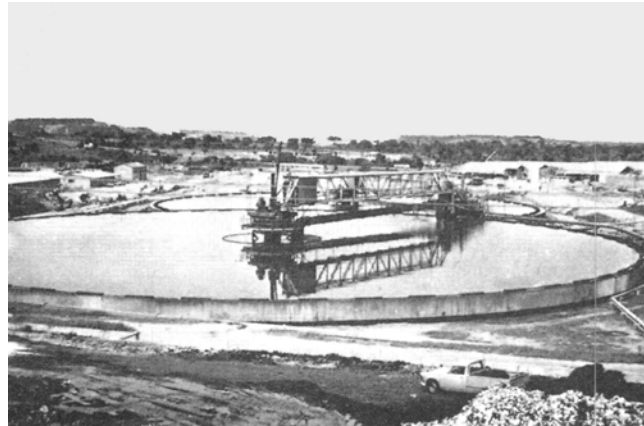
### ۱۵-۲-۲- ته‌نشینی ثقلی (Gravity Sedimentation)

- ارزانتترین روش افزایش غلظت مواد توسط ته‌نشینی و استفاده از تیکنر می‌باشد.
- تیکنرها تانکهای بزرگ (قطر ۲۰۰-۲m) با عمق نسبتاً کم (۱-۷m) می‌باشند که آب شفاف در بالا و پالپ غلیظ شده در پایین جمع می‌شود.

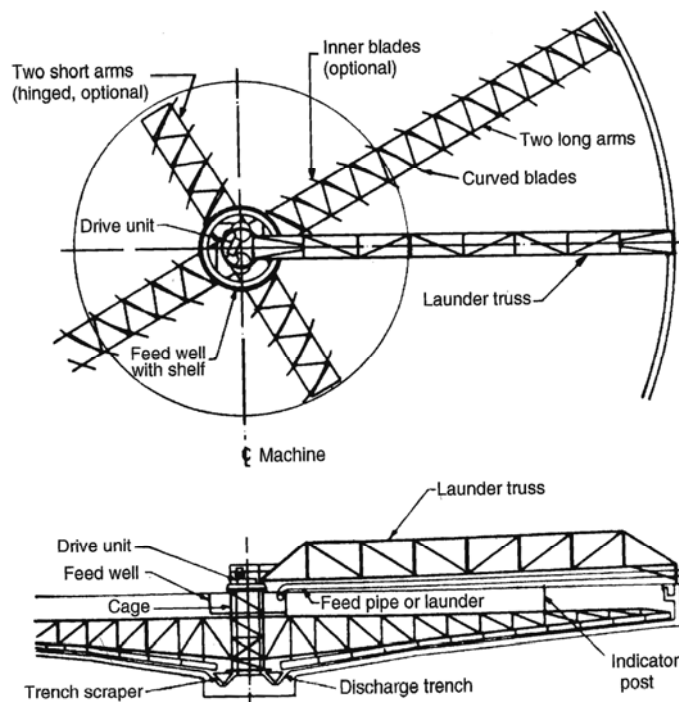


شکل ۱۵-۵- جریان مواد و سیال در یک تیکنر پیوسته

- کار پاروها، هدایت مواد ته‌نشین شده به مرکز تیکنر می‌باشد.
- تیکنرهای با قطر بزرگتر از ۲۵m از بتون ساخته می‌شوند.
- دو نوع کنترل گشتاور برای جلوگیری از وارد شدن بار زیاد به بازوها و شکستن آنها وجود دارد:
  - (۱) در صورت بالا بودن گشتاور از حد عادی، بار ورودی به تیکنر قطع شود.
  - (۲) در صورت بالا بودن گشتاور از حد مجاز، بازوهای پارو بالا آورده شود.

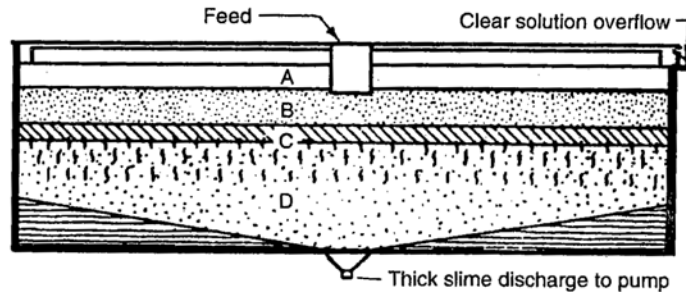


شکل ۱۵-۶- تیکنر با ستون مرکزی تقویت شده



شکل ۱۵-۷- تیکنری با قطر ۸۰ متر با ستون تقویت شده

- برای یک ورودی معین ظرفیت جداسازی توسط تیکنر مشخص می‌شود. چون سطح بایستی به اندازه کافی بزرگ باشد تا سرعت به طرف بالا آمدن آب در تمام اوقات کمتر از سرعت ته‌نشینی ذرات با کمترین سرعت سقوط، باشد.



Section through a continuous thickener illustrating position of four zones of settling pulp

Zone A: Clear water or solution	Zone C: Pulp in transition from B to D consistency
Zone B: Pulp of feed consistency	Zone D: Pulp in compression

شکل ۱۵-۸- مناطق مختلف در تیکنر

- درصد جامد در تیکنر، مابین درصد جامد سرریز و ته‌ریز در نوسان است.
- اندازه سطح یک تیکنر بایستی طوری باشد که سرعت بالا رفتن آب جابجا شده در هر ناحیه همیشه از سرعت نشست ذرات کمتر باشد.

#### ۱۵-۲-۲-۱- تعیین مساحت تیکنر به روش Coe and Clevenger

مقدار آبی که از ته‌ریز به ناحیه بالا حرکت می‌کند  $(F-D)W =$

$$R = \frac{(F - D)W}{AS'} \quad \text{سرعت جریان مورد نظر (m/h)}$$

$F$ : نسبت وزنی مایع به جامد در هر ناحیه داخل تیکنر

$D$ : نسبت وزنی مایع به جامد در ته‌ریز

$W$ : دبی جامد خشک خوراک تیکنر (t/h)

$A$ : مساحت تیکنر ( $m^2$ )

$S'$ : وزن مخصوص آب ( $kg/l$ )

چون این سرعت بالارونده نبایستی از سرعت ته‌نشینی جامد در این ناحیه بیشتر باشد:

$$A = \frac{(F - D)W}{RS'}$$

$R$ : سرعت ته‌نشینی ذرات (m/h)

- برای مقادیر مختلف F و R سطح لازم محاسبه می‌شود و در نهایت بزرگترین سطح انتخاب می‌شود.
- معمولاً پالپ‌هایی با نسبت رقت بین خوراک و ته‌ریز تیکنر در ظرف مدرج استوانه‌ای ریخته می‌شوند و سرعت ته‌نشینی سطح بین قسمت شفاف و پالپ غلیظ (R) اندازه‌گیری می‌شود و با استفاده از رابطه بالا، سطح لازم برای هر حالت محاسبه می‌گردد.



قرار است درصد جامد پالپ حاوی ذرات کوارتز با استفاده از یک تیکنر از ۱۵٪ به ۶۵٪ برسد. با توجه به اطلاعات زیر، مساحت لازم برای هر تن ماده ورودی به تیکنر را محاسبه کنید.

درصد جامد:	۱۵	۲۵	۳۵	۴۵	۵۵	۶۵
سرعت ته‌نشینی (m/h):	۰/۹۸	۰/۵۲	۰/۲۵	۰/۰۹	۰/۰۶	۰/۰۵

حل: 

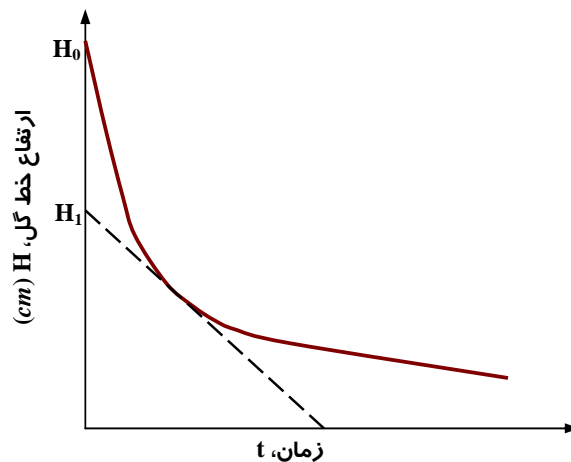
$$A = \frac{(F - D)W}{RS'} = \frac{\left(\frac{85}{15} - \frac{35}{65}\right) \times 1 \text{ t/h}}{0.98 \text{ m/h} \times 1 \text{ kg/l}} = 5.23 \text{ m}^2$$

مساحت محاسبه شده ( $\text{m}^2$ ): ۴/۶۶، ۷/۱۶، ۵/۲۷، ۴/۷۳، ۵/۲۳

بنابراین مساحت محاسبه شده ۷/۱۶ متر مربع بر هر تن ماده در ساعت می‌باشد.

### ۱۵-۲-۲-۲- تعیین مساحت تیکنر به روش Fitch and Talmage

- در روش قبلی تعداد زیادی آزمایش بایستی انجام می‌شد ولی در این روش فقط به یک آزمایش ته‌نشینی نیاز است.



شکل ۱۵-۹- نمودار ته‌نشینی آزمایشگاهی (بسته)



○ موازنه جرم در زمانهای مختلف:  $C_0H_0A = CHA$

$C_0$ : غلظت جامد خوراک ( $kg/l$ )

$H_0$ : ارتفاع اولیه خط گل ( $cm$ )

$C$ : غلظت جامد در نقطه تماس رسم شده ( $kg/l$ )

$H$ : ارتفاع خط گل برای پالپ با غلظت جامد  $C$  ( $cm$ )

به عبارت دیگر، برای هر ارتفاع دلخواهی:

$$C_0H_0 = CH$$

برای پالپی با مقدار جامد  $C(kg/l)$ :

$$\text{وزن جامد در یک لیتر پالپ} = C \text{ kg/l} \times 1 \text{ l} = C \text{ kg}$$

$d$  وزن مخصوص جامد خشک ( $kg/l$ )

$$\text{وزن آب در یک لیتر پالپ} = \left(1 - \frac{C}{d}\right) \times 1 = 1 - \frac{C}{d} \text{ kg}$$

بنابراین نسبت آب به جامد بر حسب وزن ( $F$ ) برابر است با:

$$F = \frac{1 - \frac{C}{d}}{C} = \frac{d - C}{dC}$$

و برای پالپی با مقدار جامد  $C_u \text{ kg/l}$ ، نسبت آب به جامد ( $D$ ) برابر است با:

$$D = \frac{d - C_u}{dC_u}$$

با توجه به رابطه قبلی:

$$A = \frac{(F - D)W}{RS'}$$

و با جایگزینی دو رابطه بالایی معادله زیر حاصل می‌شود:

$$A = \left( \frac{d - C}{dC} - \frac{d - C_u}{dC_u} \right) \frac{W}{RS} = \left[ \frac{1}{C} - \frac{1}{C_u} \right] \frac{W}{RS'}$$

$C_u$ : مقدار جامد ته‌ریز تیکنر ( $kg/l$ )



سطح تیکنر لازم برای تبدیل کردن پالپ  $0.20 \text{ kg/l}$  کالکوپیریت به ته‌ریز  $0.60 \text{ kg/l}$  را محاسبه کنید.

0.60	0.50	0.40	0.30	0.20	مقدار جامد: $C$ ( $kg/l$ )
0.05	0.08	0.3	0.5	0.9	سرعت ته نشینی: $R$ ( $m/h$ )



حل:

$$A = \left( \frac{1}{0.2} - \frac{1}{0.6} \right) \frac{1 \frac{t}{h}}{0.9 \frac{m}{h} \times 1 \frac{kg}{l}}$$

$$A = 3.7 m^2$$

۴/۲	۲/۸	۳/۳	۳/۷	مساحت: $A (m^2)$
-----	-----	-----	-----	------------------

بنابراین، مساحت لازم برای یک تن خوراک در ساعت برابر است با  $4/2 m^2$

### ۱۵-۲-۲-۳- تعیین عمق تیکنر

○ حداقل زمانی که پالپ بایستی در تیکنر صرف کند تا درصد جامد آن برابر درصد جامد مورد نظر باشد مشخص کننده حداقل عمق تیکنر است. این زمان، اختلاف بین زمان تراکم ( $t_c$ ) و زمان رسیدن به درصد جامد تهریز ( $t_u$ ) مورد نظر می باشد.

$$t = t_u - t_c$$

$$d = \frac{Qt}{A}, \quad Q = \frac{1 + D'}{\rho_s - \rho_l}, \quad \rho_p = \frac{1 + D'}{\frac{1}{\rho_s} + \frac{D'}{\rho_l}} \Rightarrow D' = \frac{\rho_l(\rho_s - \rho_p)}{\rho_s(\rho_p - \rho_l)}$$

$d$  عمق تیکنر (m)

$Q$ : دبی پالپ برای یک تن ماده خشک در ساعت ( $m^3/h$ )

$D'$ : جرم آب به ازای ۱ تن جامد خشک (t)

$\rho_p$ : دانسیته پالپ ( $t/m^3$ )

با جایگزینی در رابطه بالا:

$$d = \frac{(\rho_s - \rho_l)t}{\rho_s(\rho_p - \rho_l)A}$$

○ به این مقدار بایستی  $30-90 cm$  به عنوان منطقه آب شفاف اضافه شود.



عمق تیکنری را که سطح آن برای هر تن جامد خشک در ساعت  $3 m^2$  تعیین شده است را با توجه به اطلاعات داده شده محاسبه کنید.



این تیکتر قرار است پالپی با ۲۰٪ جامد (دانسیته جامد  $2800 \text{ kg/m}^3$ ) را به ۷۵٪ برساند. در آزمایشگاه مشخص شده است که تفاوت زمان نقطه تراکم و نقطه‌ای که درصد جامد آن ۷۵ می‌باشد، ۰/۵ ساعت است.

حل:

$$\rho_p = \frac{100 \times 1000 \times 2800}{2800(100 - 20) + 1000 \times 20} = 1148 \text{ kg/m}^3 = 1.148 \text{ t/m}^3$$

$$d = \frac{(2.8 - 1) \times 0.5}{2.8 \times (1.148 - 1) \times 3} = 0.72 \text{ m}$$

به این مقدار باید  $30 - 90 \text{ cm}$  به عنوان منطقه آب شفاف اضافه شود.

### ۱۵-۳- فیلتر کردن (Filtration)

○ فرآیند جدا کردن جامد از مایع با استفاده از یک محیط متخلخل، فیلتر کردن، نام دارد. مواد جامد (کیک) روی محیط متخلخل باقی می‌ماند و آب از آن عبور می‌کند.

○ عوامل مؤثر در فیلتر کردن:

(۱) افت فشار در دو طرف محیط متخلخل

(۲) مساحت سطح فیلتر کننده

(۳) ویسکوزیته مواد فیلتر شونده

(۴) مقاومت کیک و محیط متخلخل

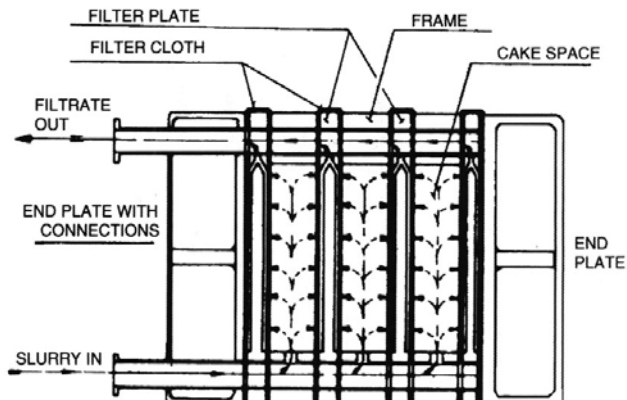
○ انواع فیلتر (Types of Filter):

(۱) فیلترهای فشاری

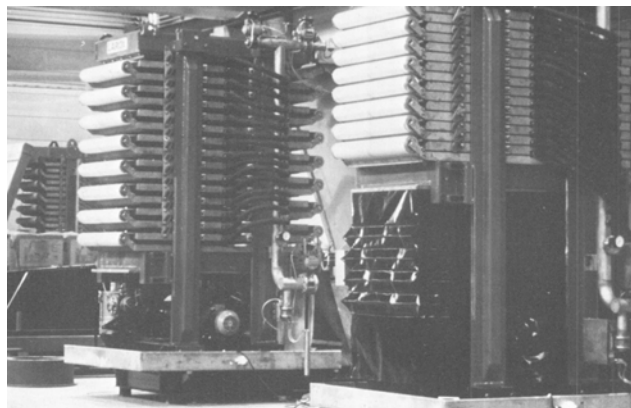
(۲) فیلترهای خلاء

### ۱۵-۳-۱- فیلترهای فشاری (Pressure Filters)

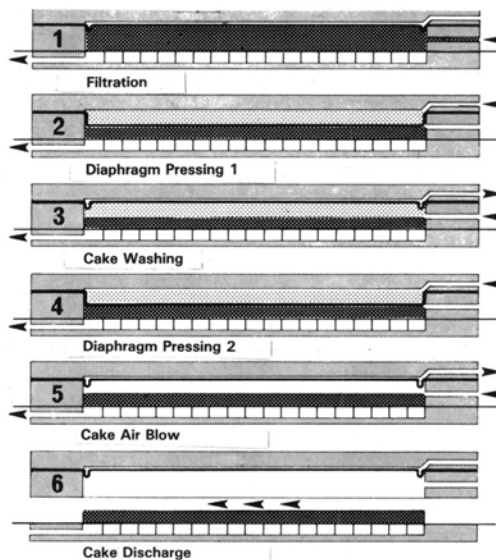
○ جدا کردن پیوسته جامد از محفظه فیلترهای فشاری مشکل است، به همین علت اکثر این فیلترها بصورت غیر پیوسته کار می‌کنند.



شکل ۱۵-۱۰- فیلتر فشاری



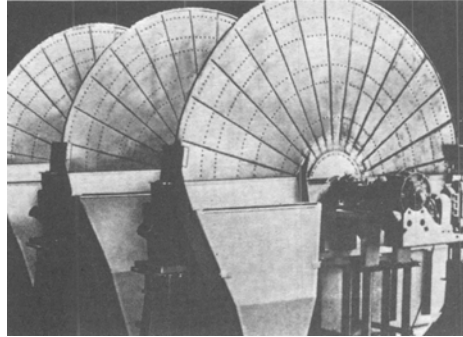
شکل ۱۵-۱۱- فیلتر فشاری اتوماتیک در حین کار



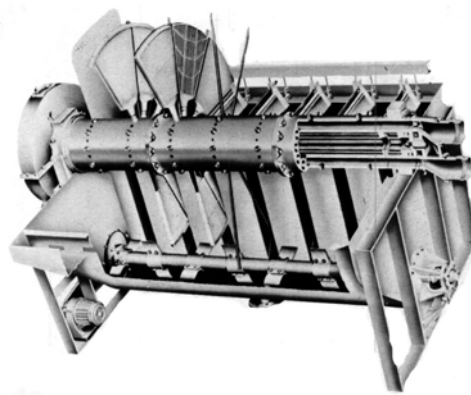
شکل ۱۵-۱۲- سیکل عملیاتی فیلتر فشاری اتوماتیک

### ۱۵-۳-۲- فیلترهای خلاء (Vaccum Filters)

- وقتی که فیلتر در پالپ است، به دلیل مکش مواد ورودی، صفحات فیلتر جمع می‌شوند و در انتها با فشار هوا مواد چسبیده به فیلتر از آن جدا می‌شود.



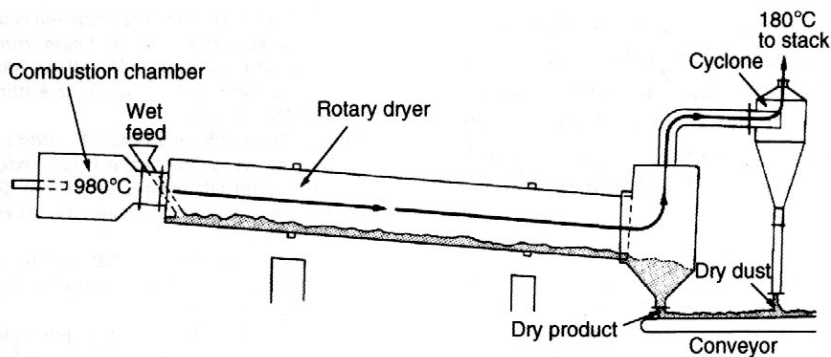
شکل ۱۵-۱۳- فیلترهای دیسکی چرخان (Rotary-disc filters)



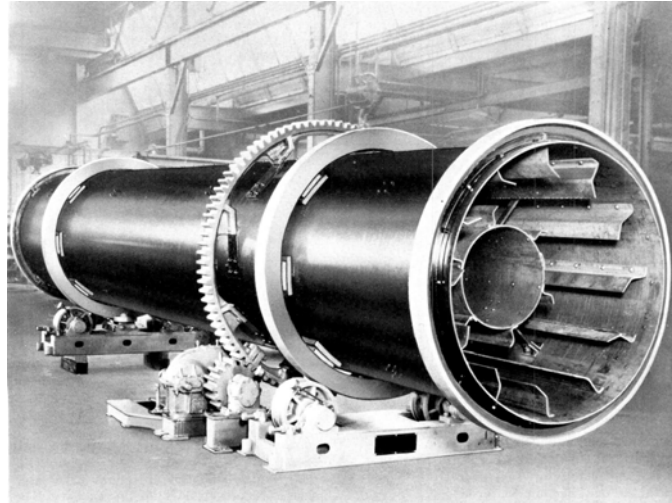
شکل ۱۵-۱۴- طرح ساده شده فیلتر دیسکی

### ۱۵-۴- خشک کردن (Drying)

- خشک کردن آخرین مرحله آبکشی است که در آن مقدار رطوبت به زیر ۰.۵٪ وزنی رسانده می‌شود.



شکل ۱۵-۱۵- طرح خشک کننده حرارتی چرخان (Rotary thermal dryer)



شکل ۱۵-۱۶- نمای از یک محفظه خشک کننده چرخان

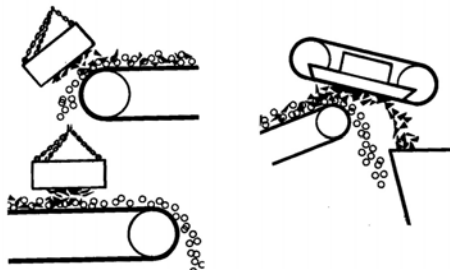
## انتقال کانه (Ore Handling)

### ۱-۱۶- مقدمه

- انتقال مواد که ممکن است ۶۰٪-۳۰ قیمت نهایی ماده محصول را تشکیل دهد، شامل حمل و نقل، انبار کردن، خوراک‌دهی و شستشوی کانه می‌شود.
- مواد شکسته شده توسط کامیونها، نوار نقاله‌ها و ناوها (سطوح شیب‌دار) حمل می‌شوند.
- کانه حاصل از معادن روباز ناهمگن است و بزرگترین آنها دارای ابعادی بیش از  $1/5m$  می‌باشد. این مواد توسط کامیونهایی که ظرفیت آنها در بعضی از موارد تا ۲۰۰ تن می‌رسد، به سنگ شکنها حمل می‌شوند.
- به علت ناهمگن بودن مواد، ذخیره کردن آنها مشکل است، چون ذرات ریز لابه‌لای ذرات بزرگ قرار گرفته و باعث متراکم شدن آنها می‌شود.
- برای آسانتر نمودن حمل مواد، سنگهای بزرگ توسط سنگ‌شکنهای اولیه در زیر زمین خرد می‌شوند.

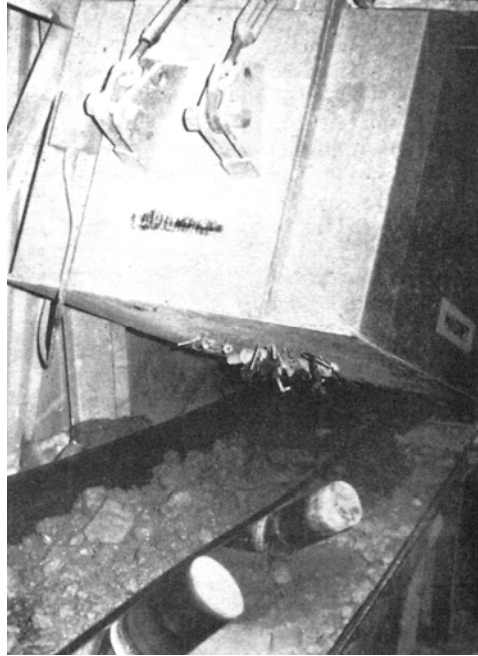
### ۱۶-۲- جدا کردن مواد مضر (The Removal of Harmful Materials)

- کانه خروجی از معدن معمولاً محتوی بخش کوچکی از مواد است که برای وسایل و فرآیندهای کارخانه مضر می‌باشند، مانند: تکه‌های آهن شکسته شده از ماشین آلات معدنی، چوب، رس و نرمه.



شکل ۱-۱۶-۱- تجهیزاتی برای جدا کردن آهن پاره‌ها و مواد مغناطیسی

- جدا کننده مواد مغناطیسی از روی نوار نقاله قبل از ورودی به سنگ شکنها بکار می رود.
- با اندازه گیری نوسانات در هدایت الکتریکی مواد، فلزات غیر مغناطیسی جدا می شوند.

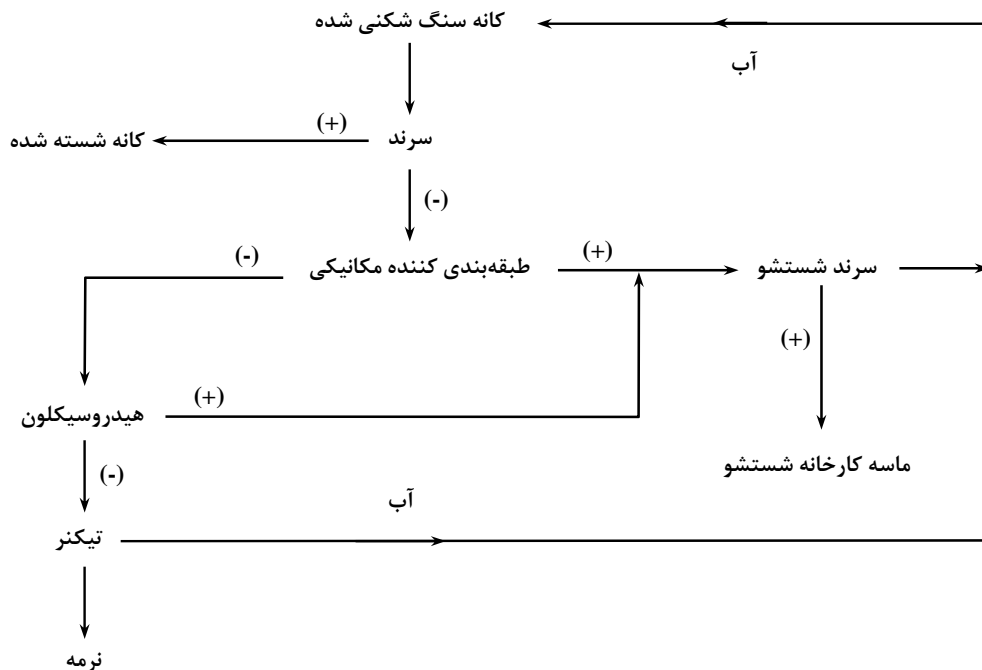


شکل ۱۶-۲- آهن ربای محافظ نوار نقاله (Conveyor guard magnet)



شکل ۱۶-۳- آشکارساز فلزات روی نوار نقاله

- شستشو معمولاً قبل از مرحله دوم سنگ شکنی انجام می شود.
- شستشوی سنگ معدن برای آسانتر کردن سنگ جوری و جدا کردن نرمه بکار گرفته می شود.



شکل ۱۶-۴- نمونه‌ای از فلوشیت کارخانه شستشوی کانه

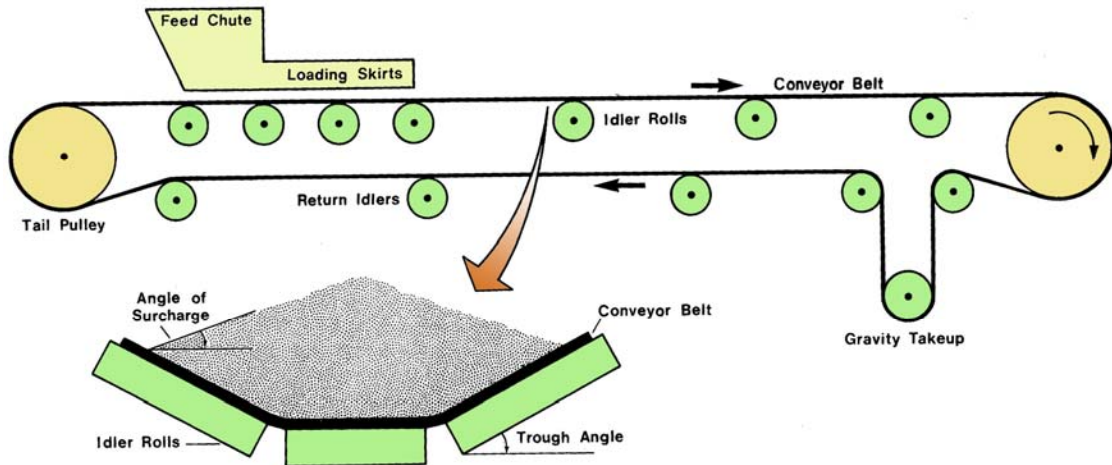
### ۱۶-۳- حمل و نقل کانه (Ore Transportation)

- کانه خشک از طریق شیبه‌های تند (شوت‌ها) که در آن کانه براحتی سر می‌خورد، حرکت داده می‌شود. شیب کاری معمولاً بین  $45^{\circ}$  -  $55^{\circ}$  است.

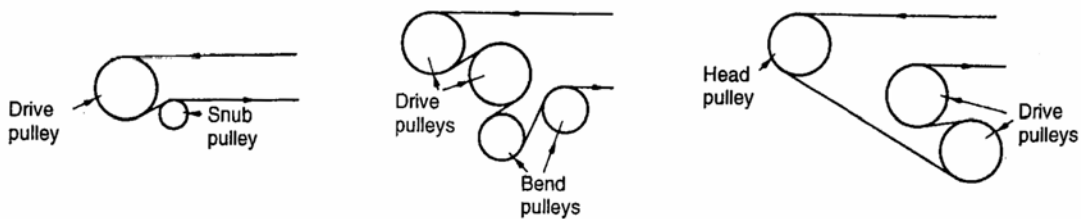
### ۱۶-۳-۱- نوار نقاله (Conveyor Belt)

- نوار نقاله متداولترین روش مورد استفاده در انتقال مواد می‌باشد.
- امروزه نوارنقاله‌هایی با ظرفیت  $20,000 t/h$  برای مسافت‌هایی معادل  $5000 m$  و با سرعت  $10 m/s$  ساخته شده است.
- با بالا آوردن دو طرف نوار (مقطع U شکل) ظرفیت آن افزایش پیدا می‌کند.
- حداکثر فاصله بین غلتکها طوری تنظیم می‌شود که از فرورفتگی نوار جلوگیری شود.



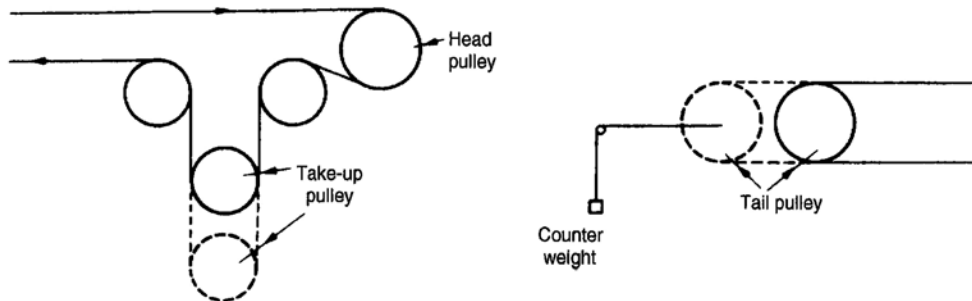


شکل ۱۶-۵- نحوه قرارگیری غلتک‌های زیر نوارنقاله



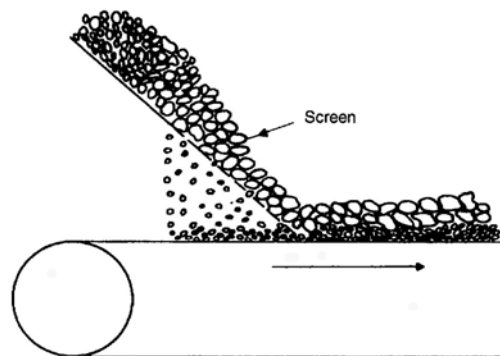
شکل ۱۶-۶- ترتیب قرارگیری قرقره محرکه نوارنقاله

○ دو سیستم زیر برای جلوگیری از جمع شدن نوار بکار گرفته می‌شود.



شکل ۱۶-۷- سیستم کشش نوارنقاله

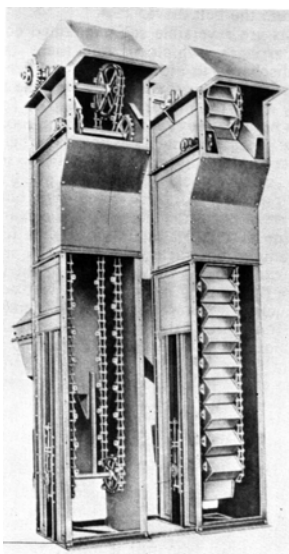
- سیستم کنترل نوارها طوری است که در صورت خرابی یک نوار، تمام نوارهای ماقبل آن متوقف می‌شود.
- اکثر انحرافهای نوارنقاله از شوک‌های ناشی از خوراک‌دهی روی می‌دهد. در سیستم شکل صفحه بعد، مواد ریز، بستری برای ضربه‌گیری مواد درشت ایجاد می‌کند.



شکل ۱۶-۸- یک سیستم باردهی به نوار نقاله

### ۱۶-۳-۲- آسانسور سطلی (Bucket Elevator)

- این نوع وسیله حمل مواد در جایی که محدودیت فضا وجود دارد بکار برده می شود.



شکل ۱۶-۹- آسانسور سطلی

- عوامل مؤثر در طرح اولیه آسانسورهای سطلی، نسبت جامد و مایع، دانسیته پالپ، دانسیته جامد، اندازه، شکل و ویسکوزیته سیال می باشد.

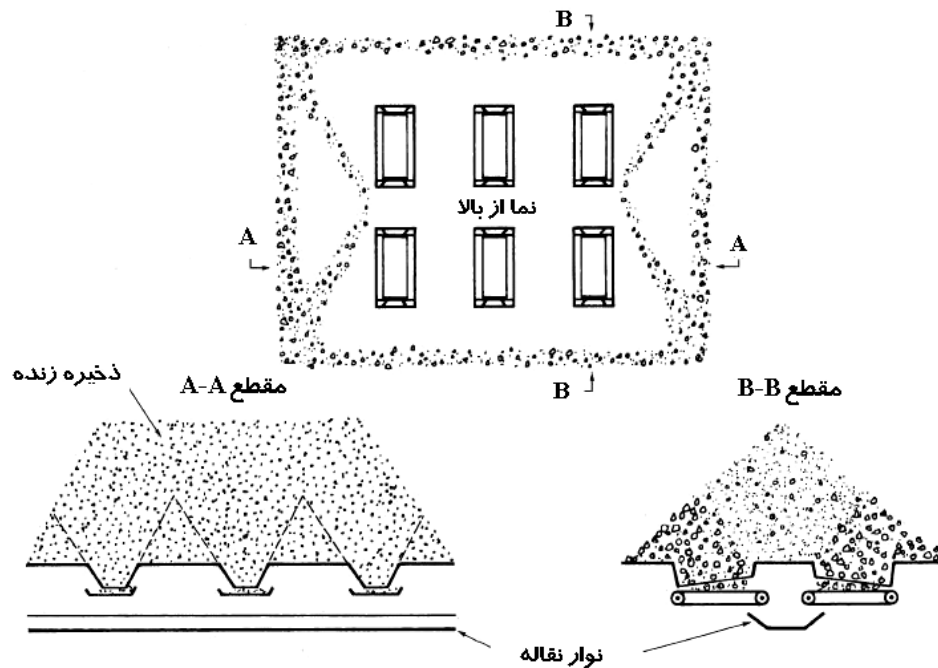
### ۱۶-۴- انبار کردن (Ore Storage)

- از آنجایی که قسمتهای مختلف عملیات معدنکاری و کانه آرایي با سرعت متفاوت کار می کنند، ذخیره سازی لازم می باشد.
- مقدار ذخیره سازی لازم به وسایل موجود در کارخانه، روش عملیات، تناوب و زمان توقفهای منظم و پیش بینی نشده، بستگی دارد.

- معمولاً بین کارخانه سنگ‌شکنی و آسیاهای نرم‌کننده، مخازن ذخیره وجود دارد که مواد لازم را در زمان توقف سنگ‌شکنها، به آسیاها خوراک‌دهی می‌کنند. مقدار ذخیره در این مرحله ۲۴ ساعت می‌باشد.
- ذخیره‌سازی در مورد کانه‌هایی که به سرعت اکسیده می‌شوند خوب نیست، چون کارآیی فرآیند جدایش را کاهش می‌دهد. مانند فلوتاسیون کانه‌های سولفیدی مس.

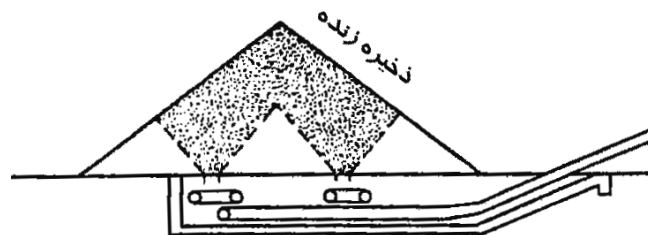
### ۱۶-۴-۱- انباشتن ماده معدنی (Stockpiles)

- انباشتن ماده معدنی معمولاً برای مراحل بعد از سنگ‌شکنی و اغلب برای محصولات درشت از قبیل زغالسنگ خرد شده و دانه‌بندی شده یا کانه آهن بکار می‌رود.



شکل ۱۶-۱۰- انباشتن کانه‌های درشت با سیستم هدایتی تونلی

- توده کردن مواد معمولاً برای مواد درشت بکار می‌رود. سیستم برداشت از توده‌ها معمولاً تونلی است.
- حجم ذخیره زنده (قابل برداشت) بین ۲۰-۳۵٪ کل حجم ماده معدنی است.



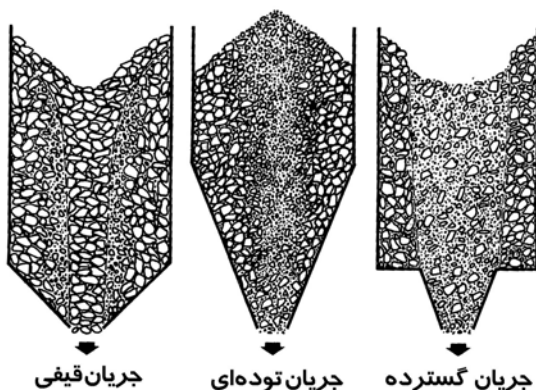
شکل ۱۶-۱۱- بازیابی مواد از توده مخروطی

## ۱۶-۴-۲- مخازن و قیفها (Bins and Hoppers)

○ تمام فرآیندهای فرآوری مواد به مخازن انبار مواد احتیاج دارند. از قبیل مخازن کانه‌های درشت و کانه‌های ریز دانه که غالباً قبل از مدارهای سنگ شکنی و نرم‌کنی جای می‌گیرند و یا از آنها در مقیاسهای کوچک هم استفاده می‌شود، از قبیل انبار مواد شیمیایی به‌صورت خشک (ذخیره‌سازی) یا برای دریافت کنسانتره خشک.

### انواع جریان مواد در مخازن

- (۱) **جریان قیفی (Funnel-Flow):** در نقطه خروجی عمل مخلوط شدن صورت نمی‌گیرد. برای جایی مناسب است که جدا شدن ذرات درشت و ریز صورت نگیرد.
- (۲) **جریان توده‌ای (Mass-Flow):** هر زمان که تخلیه صورت گیرد تمام مواد به حرکت در می‌آیند و مواد در خروجی مخلوط می‌شوند. این سیستم برای کم کردن تأثیر سوء جدا شدن ذرات درشت و ریز مناسب می‌باشد.
- (۳) **جریان گسترده (Expanded-Flow):** ترکیبی از جریان توده‌ای و قیفی است.



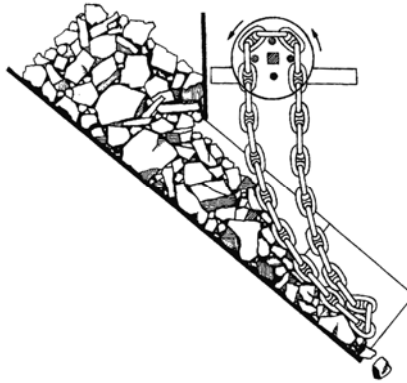
شکل ۱۶-۱۲- الگوهای جریان

## ۱۶-۵- خوراک‌دهی (Feeding)

○ خوراک‌دهی اساساً یک عملیات انتقال مواد است که در آن مسافت طی شده کوتاه می‌باشد و تنظیم دقیق سرعت عبور مورد نیاز است.

### ۱۶-۵-۱- خوراک‌دهنده زنجیری (Chain Feeder)

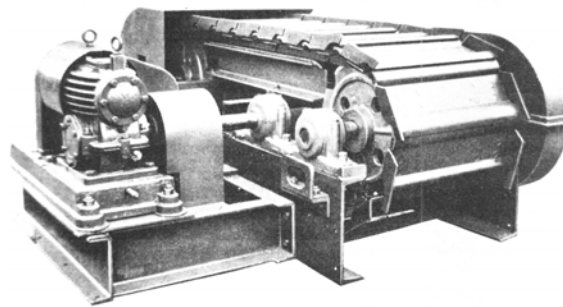
○ سرعت خوراک توسط موتور زنجیر کنترل می‌شود. وقتی که زنجیر حرکت می‌کند کانه‌هایی که در حال سکون بوده شروع به سُر خوردن می‌کنند.



شکل ۱۶-۱۳- خوراک دهنده زنجیری

### ۱۶-۵-۲- خوراک دهنده آپرون (Apron Feeder)

- این نوع خوراک دهنده پر مصرف‌ترین نوع خوراک دهنده‌هاست که معمولاً برای کانه‌های درشت، مخصوصاً خوراک سنگ‌شکن فکی استفاده می‌شود.
- سرعت تخلیه با سرعت نوار یا با استفاده از یک دریچه قابل تنظیم کنترل می‌شود.



شکل ۱۶-۱۴- خوراک دهنده Apron

### ۱۶-۵-۳- خوراک دهنده لرزان (Vibratory Feeder)

- خوراک دهنده‌های لرزان ۲۵٪ کل خوراک دهنده‌های مورد استفاده در صنعت را تشکیل می‌دهد.



شکل ۱۶-۱۵- خوراک دهنده لرزان

## سنگ جوری (Ore Sorting)

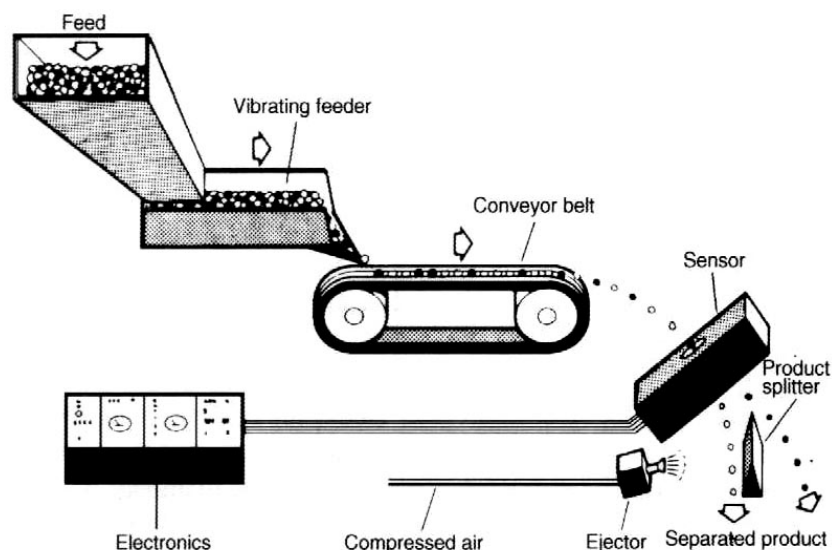
### ۱۷-۱- مقدمه

- سنگ جوری اولین فرآیند پرعیارسازی بوده که در چندین هزار سال پیش نیز بکار گرفته شده است.
- در این روش تک تک ذرات کانه مورد ارزیابی قرار می‌گیرد و آنهایی که برای فرآیندهای بعدی مناسب هستند، جدا می‌شوند.
- سنگ جوری دستی با شروع بکار معادن بزرگ با عیارهای پایین اهمیت خود را از دست داده ولی هنوز در بعضی معادن بکار گرفته می‌شود (معدن سرب نخلک، سال ۱۳۷۳؛ معدن زغالسنگ سنگرود، سال ۱۳۷۷).

### ۱۷-۲- سنگ جوری الکترونیکی (Electronic Sorting)

- سنگ جوری وقتی بکار برده می‌شود که ذرات کانی با ارزش در اندازه‌های بزرگتر از  $10\text{ mm}$  آزاد شوند.
- دستگاه‌های سنگ جوری با بررسی جریان مواد، تفاوت در خواص فیزیکی معینی را در بین آنها اندازه‌گیری می‌کنند و با فرستادن علامت (سیگنال) به وسایل مکانیکی یا الکتریکی، ذرات با ارزش را از جریان جدا می‌کنند.
- در این روش سطح ذرات باید قبل از سنگ جوری کاملاً شسته شود تا تحلیل صحیح علامت برگشتی از سطح کانی امکان‌پذیر گردد.
- خوراک‌دهی به دستگاه‌های سنگ جوری باید خیلی آرام باشد، چون تک تک ذرات باید مورد ارزیابی قرار گیرند.
- سنگ جوری توسط نورسنجی (Photometric Sorting) روش مکانیزه سنگ جوری دستی است.

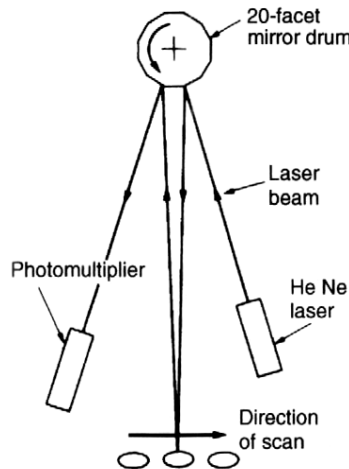
- کاربرد اصلی سنگ جوری توسط نورسنجی در جدایش کانیهای باریت، تالک، آهک، مرمر و ولفرامیت می باشد.
- برای بازیابی الماس از سنگ جوری نیز استفاده می کنند، چون در اثر برخورد اشعه X الماس فلورسنت می شود که براحتی قابل اندازه گیری و دیدن است.
- سنگ جوری برای جدا کردن کانه های اورانیوم نیز بکار می رود، چون اورانیوم تشعشع کننده اشعه گاما است که سرعت قابل آشکارسازی است.
- چون مقطع جذب نوترون (Neutron) اتم بُر در مقایسه با عناصر همراه آن زیاد می باشد، برای جداسازی کانیهای بُر روش جذب نوترونی بکار می رود. در این روش از یک منبع آهسته نوترون و یک آشکارساز استفاده می شود و مشخص شده است که مقدار جذب نوترون رابطه مستقیمی با عیار بُر دارد.
- در سنگ جوری آزبست می توان از هدایت گرمایی پایین آن استفاده کرد. برای این کار با حرارت دادن متوالی و اندازه گیری هدایت حرارتی، آزبست از گانگ جدا می شود.
- برای جداسازی "شیلیت" ( $\text{CaWO}_4$ ) از خاصیت فلورسانس آن، وقتیکه در معرض اشعه ماوراء بنفش قرار می گیرد، استفاده می شود.



شکل ۱۷-۱- سنگ جوری توسط نورسنجی

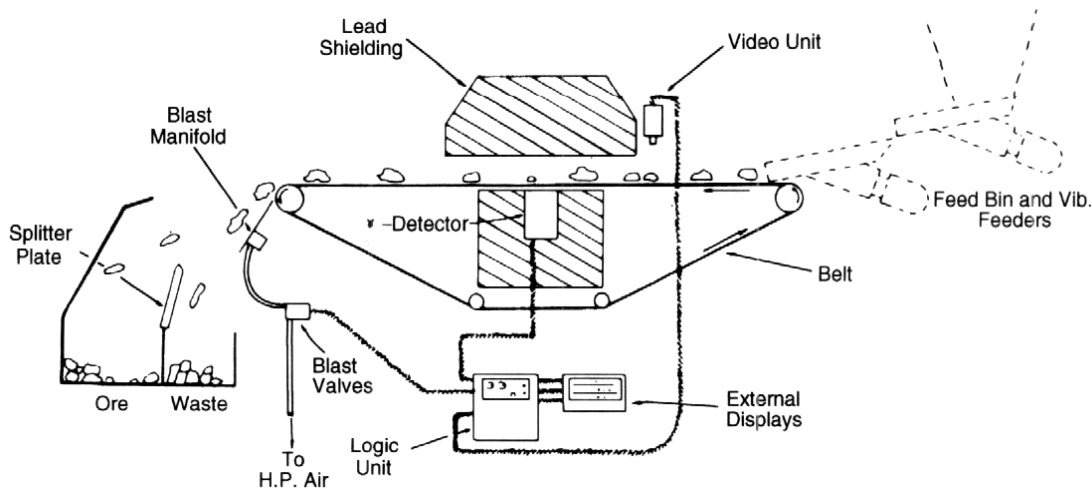
- نور لیزری برگشتی از سطح کانیها اندازه گیری می شود و چون شدت این نور به خواص نوری کانی بستگی دارد، در نتیجه می توان آنها را از هم جدا نمود.
- در صورت مناسب بودن شدت نور برگشتی، برای دستگاه هوای فشرده جهت جدا کردن کانی علامتی فرستاده می شود (ظرفیت  $5t/h$  برای محدوده ابعاد ذرات  $30mm + 65-$ ).

- در سنگ‌جوری لیزری، نور برگشتی از کانه بعد از آشکارسازی بصورت ضربه‌های الکتریکی به یک کامپیوتر فرستاده می‌شود.
- اشعه لیزری در هر ثانیه ۲ میلیمتر از کانی را مورد بررسی قرار می‌دهد.



شکل ۱۷-۲- پوشش باریکه لیزری

- در صورتی که اشعه گامای آشکار شده در حد مواد با ارزش باشد، علامت برای باز شدن شیر هوا و پرتاب ذره به قسمت کانیهای با ارزش فرستاده می‌شود.

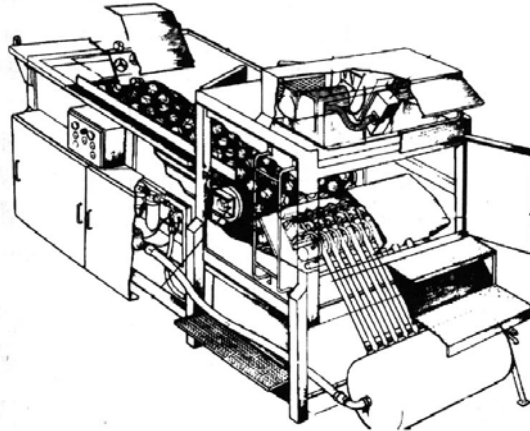


شکل ۱۷-۳- سیستم سنگ‌جوری رادیواکتیوی (Radioactive Sorting System)

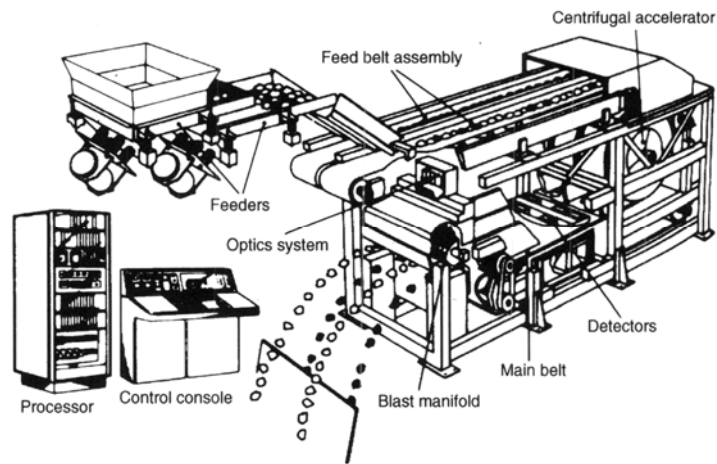
- ماشینهایی برای ذرات  $50-150\text{ mm}$  و  $25-50\text{ mm}$  ساخته شده که در آفریقای جنوبی، کانادا و استرالیا مورد استفاده قرار می‌گیرد.



○ در سنگ جوری تمام اتوماتیک، عکس برداری کامل از ذرات و مقایسه آنها با بانک اطلاعاتی توسط کامپیوتر برای قبول یا رد آنها صورت می گیرد. فعال کردن خودکار شیر مربوط به منطقه ای که قرار است کانه ای از جریان جدا شود، از خصوصیات این نوع سنگ جوری می باشد.



شکل ۱۷-۴- سنگ جوری تمام اتوماتیک



شکل ۱۷-۵- سنگ جوری با استفاده از خاصیت مغناطیسی و هدایت الکتریکی مواد

## به نام خدا

### پیش گفتار

جزوه حاضر، ویرایش پنجم مجموعه مطالب و مثال هایی است که در درس کانه آرایی ارائه می شود. از آنجایی که در این جزوه فقط مطالب کلی به صورت عبارت های کوتاه آورده شده در نتیجه فاقد پیوستگی لازم نوشتارهای معمول است. این مطالب به همراه توضیحات کلاسی و رجوع به کتاب "مسائل کاربردی فرآوری مواد معدنی" می تواند بستر مناسبی جهت یادگیری این شاخه از علم را فراهم نماید. در طی ۱۳ سال تدریس، این مطالب در مقاطع زمانی مختلف دستخوش تغییراتی شده که آخرین ویرایش در اینجا آورده شده است.

عمده مطالب جزوه از کتاب

Wills' Mineral Processing Technology, B. A. Wills and T.J. Napier-Munn, Seventh Edition, Elsevier, England, 2007.

و بخش هایی نیز از کتاب

Introduction to Mineral Processing, E. G. Kelly, D. J. Spottiswood, Mineral Engineering Services, Australia, 1989.

گرفته شده و به همین دلیل از آوردن مراجع در متن خودداری شده است. مطالعه دو کتاب یاد شده قویاً به دانشجویان و علاقمندان جهت گسترش دایره معلومات و فهم بهتر مطالب پیشنهاد می شود.

فکر اولیه تهیه این جزوه و آماده سازی آن تماماً حاصل تلاش های آقای مهندس حمید رضا ایرانمنش است که با حوصله و دقت زیاد سعی کرده اند مطالب به شکل مناسبی ارائه گردد. از ایشان جهت مساعدت زیاد تشکر می شود.

از دانشجویان و دانش پژوهان محترم تقاضا می شود که نظرها و پیشنهادهای خود را جهت رفع نقایص و بهبود کار به آدرس زیر ارسال نمایند.

صمد بنیسی

شهریور ماه ۱۳۸۷

آدرس: کرمان - بلوار جمهوری اسلامی - دانشکده فنی و مهندسی دانشگاه شهید باهنر کرمان - بخش مهندسی معدن

تلفن: ۲۱۱۲۷۶۴ (۰۳۴۱)    نمابر: ۲۱۲۱۰۰۳ (۰۳۴۱)

سامانه اینترنتی: banisi.ir

پست الکترونیکی: Banisi@mail.uk.ac.ir

(با ثبت نام در سامانه اینترنتی، متن جزوه به صورت PDF قابل دسترسی می باشد.)



دانشگاه شهید باهنر کرمان  
دانشکده فنی مهندسی  
بخش مهندسی معدن

نام درس: کانه‌آرایی

نام مدرس: دکتر صمد بنیسی

ساعت و روز تدریس: ۱۲-۱۰ شنبه

ساعت و روز آزمایشگاه: ۳/۵-۵/۵ دوشنبه و سه‌شنبه

زمان رفع اشکال: ۱۰-۸ شنبه و ۱۰-۸ چهارشنبه

با استفاده از پست الکترونیکی می‌توانید سؤال‌های خود را در هر زمان به آدرس من ارسال کنید. در اسرع وقت جوابها را به آدرس پست الکترونیکی شما خواهم فرستاد.

[banisi@mail.uk.ac.ir](mailto:banisi@mail.uk.ac.ir)

### اهداف درس

در این درس قسمت‌های مختلف عملیات کانه‌آرایی (فرآوری مواد) مورد بحث قرار می‌گیرد. علاوه بر آشنایی دانشجویان با عملیات و دستگاه‌های اصلی جداسازی، مکانیزم‌های حاکم بر آنها نیز تشریح می‌شود. تأکید این درس بر جنبه‌های مهندسی کانه‌آرایی است و حجم مطالب صرفاً حفظ کردنی به حداقل رسانده شده است. در نتیجه پیشنهاد می‌شود از درک کامل مفاهیم مربوط مطمئن شوید.

در طول درس سعی شده به صورت خلاصه اکثر واحدهای تشکیل دهنده عملیات کانه‌آرایی به همان ترتیبی که در صنعت بکار می‌رود مورد بررسی قرار گیرد. مثال‌های مورد بحث اغلب از مسائل روز کارخانه‌های کانه‌آرایی ایران انتخاب شده است. انتظار می‌رود دانشجویان با گذراندن این درس، قسمت‌های مختلف عملیات فرآوری مواد را فرا گیرند و قادر باشند با توجه به مکانیزم‌های حاکم بر آنها با تغییر پارامترها حالت بهینه را مشخص نمایند. ارزیابی نحوه کارکرد دستگاه‌های مورد استفاده در کارخانه‌های کانه‌آرایی از جمله توانایی‌هایی است که دانشجویان باید در این درس کسب نمایند.

### کتابهای درسی

1- B. A. Wills, T.J. Napier-Munn "Will's Mineral Processing Technology", Seventh Edition, Elsevier, England, 2007.

۲- صمد بنیسی، "مسائل کاربردی فرآوری مواد معدنی"، انتشارات دانشگاه هرمزگان، بندرعباس، ۱۳۸۰.

منابعی برای مطالعه بیشتر:

- 1- E. G. Kelly, D. J. Spottiswood, "Introduction to Mineral Processing", Mineral Engineering Services, Australia, 1989.
- ۲- سامانه اینترنتی به آدرس [www.min-eng.com](http://www.min-eng.com) برای اطلاع از آخرین یافته‌ها و اخبار رشته فرآوری.
- ۳- صمد بنیسی و محمد رضا یاراحمدی "موازنه جرم در مدارهای فرآوری"، انتشارات دانشگاه هرمزگان، ۱۳۸۰.
- ۴- حسین نعمت‌اللهی، "کانه‌رایی"، انتشارات دانشگاه تهران، تهران، ۱۳۷۱.
- ۵- بهرام رضایی، "تکنولوژی فرآوری مواد معدنی"، خردایش و طبقه‌بندی، انتشارات نور، تهران، ۱۳۷۶.
- ۶- بهرام رضایی، "روشهای جدایش ثقلی"، انتشارات دانشگاه هرمزگان، تهران، ۱۳۷۸.
- 7- S.K. Jain, "Mineral Processing", CBS publisher, Second edition, 2001.
- 8- S. M. Bulatovic, "Handbook of Flotation Reagents", Elsevier Science & Technology Books, 2007.
- 9- S. Banisi, M. Yahyaei, "Feed Dilution Based Design of a Thickener for Refuse Slurry of a Coal Preparation Plant", International Journal of Coal Preparation and Utilization, Vol. 28, Number 4, 2008.
- 10- M.C., Fuerstenau, K.N., Han, "Mineral Processing", Littleton, Co., 2003.

## تقویم درس کانه آرایبی

موضوع درس	هفته
مقدمه: آشنائی با کانه آرایبی و توجیه اقتصادی آن	اول
بازدهی عملیات کانه آرایبی	دوم
محاسبات متالورژیکی و نمونه برداری	سوم
موازنه جرم در مدارهای کانه آرایبی (بخش اول)	چهارم
موازنه جرم در مدارهای کانه آرایبی (بخش دوم)	پنجم
تعیین مشخصه ذرات: اندازه ذرات، نمایش دانه بندی مواد، شکل ذرات و انواع سرندها	ششم
اصول خردایش: مکانیزم های خردایش، قوانین خردایش و کاربرد آنها	هفتم
عملیات خردایش: انواع سنگ شکن ها و روش انتخاب سنگ شکن ها	هشتم
امتحان میان ترم	نهم
عملیات نرم کردن: انواع آسیاها، مکانیزم های نرم شدن مواد و آسترها	دهم
اصول و مکانیزم های طبقه بندی مواد: کلاسیفایرها و هیدروسیکلونها	یازدهم
فلوتاسیون: اصول فلوتاسیون، جنبه های فیزیکی و شیمیایی فلوتاسیون و ماشین های فلوتاسیون	دوازدهم
روشهای جدایش ثقلی مواد: تئوریهای جداکننده های ثقلی	سیزدهم
جدایش با واسطه های سنگین، سنگ جوری	چهاردهم
جداکردن فازهای جامد از مایع: ته نشین کردن مواد، تیکنرها و فیلتر کردن	پانزدهم
روشهای جدایش مغناطیسی و الکتریکی: انواع ماشینها و کاربرد آنها، اصول و مکانیزم های جداسازی	شانزدهم

تذکر ۱: جلسات جبرانی کلاسهای مقارن با تعطیلات و برگزاری کنفرانسها در اولین فرصت تشکیل خواهد شد.

تذکر ۲: غیبت موجه بیش از چهار جلسه به منزله حذف درس است.

تذکر ۳: مهلت جواب به تمرین ها و تحویل گزارش های آزمایشگاه یک هفته است.

### تاریخ بازدیدهای احتمالی

۱- کارخانه فرآوری مجتمع مس سرچشمه (روز پنجشنبه / / )

۲- کارخانه زغال شویی زرنند (روز پنجشنبه / / )

### نحوه ارزیابی

الف) تئوری ۲ واحد	ب) آزمایشگاه ۱ واحد
تکالیف	گزارش ها
۱۵٪	۶۰٪
امتحان میان ترم	امتحان کوتاه
۲۵٪	۵٪
امتحان کوتاه	امتحان پایان ترم
۵٪	۲۰٪
امتحان پایان ترم	بازدید از کارخانه ها
۵۵٪	۱۵٪



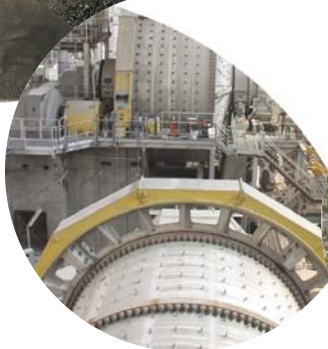
دانشگاه شهید باهنر کرمان  
دانشکده فنی و مهندسی  
بخش مهندسی معدن

جزوه درس

# کانه آرایی

ویرایش پنجم

دکتر صمد بنیسی



مهر ۱۳۸۷