
بسم الله الرحمن الرحيم

شرح جامع و نمونه سوالات

دروس تخصصی مشترک (کانه آرایی)
دروس تخصصی فرآوری مواد معدنی (کانه آرایی، فلوتاسیون)

«مهندسی معدن»

(فرآوری مواد معدنی–مکانیک سنگ–استخراج معدن– اکتشاف معدن)

مولف: محمد رضا اصلانی

انتشارات ارشد

پیشگفتار ناشر

خداوند بزرگ را شاکریم که فرصتی عنایت فرمود تا بتوانیم قدمی در جهت گسترش علم و فرهنگ کشور عزیزمان برداریم و مسیری هموار را در اختیار مخاطبان و داوطلبان علاقمند به ادامه تحصیل قرار دهیم. از آنجائی که درحوزه کتاب‌های درسی و کمک درسی کارشناسی ارشد کتاب‌های زیادی به رشته تحریر در آمده است با این حال وجود یک مجموعه جامع، دقیق، کامل و دارای رفرنس(منابع) مستند احساس می‌شود.

همیشه دغدغه داشتیم که ای کاش می‌شد تمامی منابع پراکنده و گاهاً دست نایافتنی کنکور در یک مجموعه به گونه‌ای جذاب و شیوا آماده می‌شد و همچنین سوالات دوره‌های قبل کنکور نیز به گونه‌ای تشریحی پاسخ داده می شدند، که خدشه‌ای بر آنها وارد نشود و خیال داوطلبان عزیز آنقدر آسوده باشد که اطلاعات مندرج در پاسخنامه‌ها را برای بهره‌گیری در آزمون خود بکار گیرند. این کار با یاری خداوند بزرگ و همکاری نخبه‌ترین دانشجویان و اساتید کشور در انتشارات ارشد هماهنگ گردید و در تمامی مقاطع تحصیلی از کاردانی به کارشناسی، کارشناسی ارشد و دکتری در حوزهٔ آزمون‌های سراسری – آزاد و پیام نور بسته‌های آموزشی شامل کتاب‌های بانک سوالات و کتاب‌های شرح جامع درس آماده گردید. در تهیه مجموعه‌های فوق‌الذکر از فارغ‌التحصیلان کارشناسی ارشد و دکتری که حائز رتبه‌های تک رقمی کنکور می‌باشند، استفاده کرده‌ایم، تا شما عزیزان بتوانید در راستای افزایش توان علمی خود در جهت نیل به مقصود خویش نایل آیید. بدون تردید می‌توان گفت که برای اولین بار در نظام آموزشی کشور مجموعه‌ای به این سبک عرضه می‌شود که در کیفیت و کمیت بی‌نظیر بوده و تمامی نیازهای دانشجویان و داوطلبان عزیز را پوشش می‌دهد. امید است که استفاده از این مجموعه عزیزان را در جهت موفقیت در آزمون یاری رسانده باشد. در پایان لازم به ذکر است که بی نقصی محض از آن خداوند متعال می‌باشد، بنا براین از تمامی خوانندگان و داوطلبان عزیز خواهشمندیم نظرات سازنده خود را در مورد این کتاب به سایت انتشارات ارشد اعلام نمایند تا ما را در جهت هر چه بهتر آماده کردن این محصولات یاری رسانند.

با تشکر

ناشـــــر

www.arshadbook. ir

پیشگفتار مؤلف

در این کتاب، با هدف تدوین یک کتاب کمک درسی در زمینهٔ «کانه‌آرایی»، مجموعه‌ای از مطالب و موضوعات مهم مد نظر طراحان سؤالات درس کانه‌آرایی آزمون‌های ورودی دوره‌های کارشناسی ارشد ناپیوستهٔ رشتهٔ مهندسی معدن سال‌های ۱۳۷۲ تا ۱۳۸۸ به صورت خلاصه‌وار از منابع کتب درسی اساتید بنام و صاحب‌نظران این علم، آقایان دکتر حسین نعمت‌اللهی، دکتر بهرام رضایی، دکتر صمد بنیسی، دکتر محمد نوع‌پرست و سایر اساتید و مدرسان، استخراج، گردآوری و نگاشته شده است.

همچنین، کلیهٔ تست‌های درس کانه‌آرایی آزمون‌های دوره‌های کارشناسی ارشد ناپیوستهٔ داخل مجموعهٔ مهندسی معدن سال‌های ۱۳۷۲ تا ۱۳۸۸ به صورت تشریحی و با استناد به منابع مذکور پاسخ داده شده است.

لازم به ذکر است که اولاً، این کتاب فقط یک کتاب کمک درسی در زمینهٔ کانه‌آرایی است و بی‌شک دانشجویان و علاقه‌مندان جهت بهره‌گیری علمی بیش‌تر باید به منابع موجود در این زمینه مراجعه کنند. ثانیاً، این مجموعه خالی از اشکال نیست، از این‌رو مزید امتنان خواهد بود از تمامی سروران عزیزی که اشکالات و کاستی‌های این کتاب را به این‌جانب اعلام نمایند، تا در چاپ‌های بعدی اصلاحات لازم صورت گیرد.

در این‌جا لازم می‌دانم از همهٔ اساتید و کسانی که این‌جانب را در گردآوری و تدوین این کتاب تشویق، کمک و راهنمایی نمودند، همچنین از مدیریت و دست‌اندرکاران انتشارات ارشد، صمیمانه سپاسگزاری نمایم.

محمد رضا اصلانی
mr.aslani@yahoo.com

فهرست مطالب

عنوان **صفحه**

پیشگفتار ناشر ۳
پیشگفتار مولف ۴

فصل اول: موازنهٔ جرم در سیستم‌های فرآوری مواد معدنی ۹
فصل دوم: پرعیارسازی ثقلی ۴۹
فصل سوم: دانه‌بندی ۱۰۳
فصل چهارم: سنگ‌شکن‌ها و آسیاها ۱۲۷
فصل پنجم: روش‌های آرایش الکتریکی و مغناطیسی ۱۵۳
فصل ششم: فلوتاسیون ۱۷۷

سوالات طبقه‌بندی

سؤالات کانه‌آرایی سراسری سال‌های ۱۳۷۸-۱۳۷۲ ..... ۲۰۳
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی سراسری سال‌های ۱۳۷۸-۱۳۷۲ ..... ۲۲۵
سؤالات کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۲ ..... ۲۵۵
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۲ ..... ۲۵۸
سؤالات کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۳ ..... ۲۶۲
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۳ ..... ۲۶۵
سؤالات کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۴ ..... ۲۶۹
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۴ ..... ۲۷۱
سؤالات کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۵ ..... ۲۷۵
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۵ ..... ۲۷۷
سؤالات کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۶ ..... ۲۸۰
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۶ ..... ۲۸۳
سؤالات کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۷ ..... ۲۸۹
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی سراسری سال ۱۳۸۷ ..... ۲۹۱
سؤالات کانه‌آرایی (از دروس مشترک مجموعهٔ مهندسی معدن) سراسری سال ۱۳۸۸ ..... ۲۹۵
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی (از دروس مشترک مجموعهٔ مهندسی معدن) سراسری سال ۱۳۸۸ ..... ۲۹۶
سؤالات کانه‌آرایی (از دروس تخصصی فرآوری مواد معدنی) سراسری سال ۱۳۸۸ ..... ۲۹۸
پاسخ‌نامهٔ کانه‌آرایی (از دروس تخصصی فرآوری مواد معدنی) سراسری سال ۱۳۸۸ ..... ۳۰۲
منابع و مآخذ ۳۱۰

فصل اول

موازنهٔ جرم در سیستم‌های فرآوری مواد معدنی

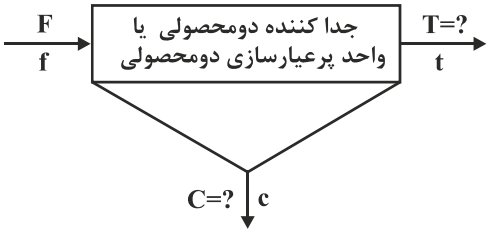
فصل اول

موازنهٔ جرم در سیستم‌های فرآوری مواد معدنی

۱-۱. قانون بقای جرم

۰= جرم خروجی از واحد - جرم ورودی به واحد

۱-۲. فرمول دو محصولی



F، **C** و **T**، به ترتیب وزن یا نرخ جامد (خشک) بار اولیه (خوراک) ورودی به یک سیستم کانه آرائی، وزن یا نرخ جامد (خشک) کنسانتره و وزن یا نرخ جامد (خشک) باطله است (برحسب t یا t / h).

جداکنندهٔ دومحصولی، با نرخ جامد معلوم واحد جرم، تغذیه می‌شود. نرخ جامد کنسانتره (C) و نرخ جامد باطله (T) محاسبه می شوند.

f، c و t، به ترتیب عیار مادهٔ با ارزش یا عیار یک فلز (درصد وزنی فلز) در بار اولیه (خوراک)، عیار مادهٔ با ارزش یا عیار یک فلز (درصد فلز) در کنسانتره و عیار مادهٔ با ارزش یا عیار یک فلز (درصد فلز) در باطله می‌باشد. به عبارتی دیگر:

f: نشان دهندهٔ عیار بار اولیه و یا بنا به تعریف، درصد وزن مادهٔ با ارزش قابل استخراج به کل وزن بار اولیه است.

c: درصد وزن مادهٔ با ارزش در کنسانتره به کل وزن کنسانتره (عیار کنسانتره) و

t: درصد وزن مادهٔ با ارزش در باطله به کل وزن باطله (عیار باطله) می‌باشد.

عیار (Grade)، درصد وزنی مادهٔ با ارزش به کل وزن مادهٔ موجود است.

برای محاسبه n پارامتر مجهول بایستی بتوان با این پارامترها و اطلاعات موجود، یک دستگاه n معادلهٔ n مجهول تشکیل داد. در این مسأله، نرخ جامد خوراک ورودی به مدار (F) و عیار یک فلز (درصد فلز) در سه جریان، اطلاعات موجود می‌باشند.

پس:

اطلاعات موجود: f, c, t, F

پارامترهای مجهول: C, T

طبق قانون بقای جرم، در هر مداری، روابط زیر را می‌توان نوشت:

۱) بقای جامد کل در سلول: مقدار کل جامد خروجی از جداکننده = مقدار کل جامد ورودی به جداکننده

۲) بقای مقدار فلز در سلول: مقدار فلز خروجی از جداکننده = مقدار فلز ورودی به جداکننده

و یا:

موازنهٔ جرم کلی (معادلهٔ تعادل برای وزن کل): $F = C + T$

موازنهٔ جرم فلز (معادلهٔ تعادل برای وزن فلز): $Ff = Cc + Tt$

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

دو معادلهٔ بالا فقط زمانی دارای استقلال خطی نیستند که f ، c و t با هم برابر باشند.

روابط $\frac{C}{F} = \frac{f-t}{c-t}$ و $\frac{T}{F} = \frac{f-c}{t-c}$ به فرمول‌های دومحصولی معروف هستند.

قابل حل نبودن مسأله، زمانی که معادلات مستقل نباشند، یعنی $(f = c = t)$، در این معادله مشهود است.

نسبت پرعیارشوندگی (C.R.): $\frac{F}{C} = \frac{c-t}{f-t}$

بازیابی وزنی: $\frac{C}{F}$

(مقدار) بازیابی فلز x یا کانی x در (به) کنسانتره: $R = \frac{\text{مقدار وزنی فلز x یا کانی x در کنسانتره}}{\text{مقدار وزنی فلز x یا کانی x در خوراک (بار اولیه)}}$

$$= \frac{\text{عیار فلز x در کنسانتره} \times \text{تناژ کنسانتره}}{\text{عیار فلز x در خوراک} \times \text{تناژ خوراک}} \Rightarrow R = \frac{Cc}{Ff}$$

$$\text{عیار کنسانتره} = \frac{\text{وزن فلز در کنسانتره}}{\text{وزن کنسانتره}} \times ۱۰۰$$

(مقدار) بازیابی فلز x در (به) باطله یا مقدار فلز x تلف شده: $R_۱ = ۱ - R$

$$\Rightarrow R_۱ = \frac{Tt}{Ff}$$

R- بازیابی مادهٔ با ارزش یا فلز x در کنسانتره است (بازیابی کل مدار یا راندمان عملیات).

R_1- بازیابی مادهٔ با ارزش یا فلز x در باطله است.

$$R = \frac{Cc}{Ff} = \frac{C}{F} \times \frac{c}{f} = \frac{f-t}{c-t} \times \frac{c}{f} = \frac{c(f-t)}{f(c-t)} = \frac{Cc}{Cc+Tt}$$

$$R' = \frac{C(1-c)}{F(1-f)}$$

$$R_1' = \frac{T(1-t)}{F(1-f)}$$

R' - بازیابی گانگ در کنسانتره است.

R_1' - بازیابی گانگ در باطله است.

$$R = \frac{E.R.}{C.R.}$$

E.R. و C.R. برحسب درصد نیستند و همواره بزرگتر از یک هستند.

$E.R. = \frac{\text{عیار کنسانتره}}{\text{عیار بار اولیه}} = \frac{c}{f}$:ضریب یا نسبت تغلیظ یا غنی شدگی (Enrichment Ratio)

$C.R. = \frac{F}{C} = \frac{c-t}{f-t}$:ضریب پرعیارکردن یا نسبت پرعیارسازی یا پرعیارشوندگی (Concentration Ratio)

اگر بار اولیه (خوراک) از مادهٔ با ارزش به علاوهٔ گانگ تشکیل شده باشد، آنگاه در هر بخش (خوراک، کنسانتره یا باطله)، مجموع عیار مادهٔ با ارزش و گانگ برابر ۱۰۰٪ یا ۱ است. یعنی اگر عیار مادهٔ با ارزش در کنسانتره، c، باشد، عیار گانگ در کنسانتره، (۱-c) است و اگر عیار مادهٔ با ارزش در باطله t باشد، عیار گانگ در باطله $(1-t)$ است.

$$\text{درجهٔ آزادی کانی با ارزش} = \frac{\text{حجم کانی با ارزش آزاد شده}}{\text{حجم کل مواد با ارزش (حجم کانی با ارزش آزاد شده + درگیر)}}$$

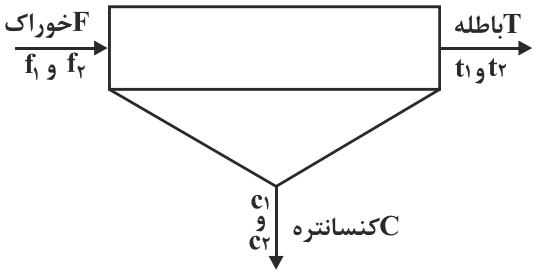
در صورتی که با تجزیهٔ ابعادی و شیمیایی یک نمونه از کان‌سنگ یک فلز، در فراکسیون‌های مختلف، عیارهای مختلف داشته باشیم، عیار اولیهٔ نمونه (Head) از رابطهٔ زیر به دست می‌آید.

$$Ff = C_1c_1 + C_2c_2 + C_3c_3$$

که در آن:

$$F = C_1 + C_2 + C_3$$

اگر در مدار جدایشی، دو فلز با ارزش مثلاً مس و طلا داشته باشیم و این جداکننده دارای یک خوراک، یک کنسانتره و یک باطله باشد، در این صورت برای هر فلز با ارزش بدون در نظر گرفتن فلز با ارزش دیگر، فرمول دومحصولی برقرار می‌باشد و دو سری محاسبات جداگانه برای دو فلز با ارزش قابل بیان است.



دو فلز با ارزش ۱ و ۲ داریم.

f_1 و f_2 به ترتیب عیار فلزات با ارزش ۱ و ۲ در خوراک

t_1 و t_2 به ترتیب عیار فلزات با ارزش ۱ و ۲ در باطله

c_1 و c_2 به ترتیب عیار فلزات با ارزش ۱ و ۲ در کنسانتره

$$F = C + T$$

$$\begin{cases} Ff_1 = Cc_1 + Tt_1 \\ Ff_2 = Cc_2 + Tt_2 \end{cases} \Rightarrow \begin{cases} R_1 = \dfrac{Cc_1}{Ff_1} \times 100 \\ R_2 = \dfrac{Cc_2}{Ff_2} \times 100 \end{cases} \Rightarrow \begin{cases} R_1 = \dfrac{c_1(f_1 - t_1)}{f_1(c_1 - t_1)} \times 100 \\ R_2 = \dfrac{c_2(f_2 - t_2)}{f_2(c_2 - t_2)} \times 100 \end{cases}$$

$$\begin{cases} \dfrac{C}{F} = \dfrac{f_1 - t_1}{c_1 - t_1} \\ \dfrac{C}{F} = \dfrac{f_2 - t_2}{c_2 - t_2} \end{cases}$$

$$\Rightarrow \frac{f_1 - t_1}{c_1 - t_1} = \frac{f_2 - t_2}{c_2 - t_2}$$

سؤال:

در تعیین بازیابی عملیات جدایش، حساسیت مقدار بازیابی محاسبه شده به کدامیک از عوامل زیر بیشتر بستگی دارد؟

۱) وزن کنسانتره (C)

۲) نسبت وزن کنسانتره به وزن خوراک $(\frac{C}{F})$

۳) نسبت عیار خوراک به عیار کنسانتره $(\frac{f}{c})$

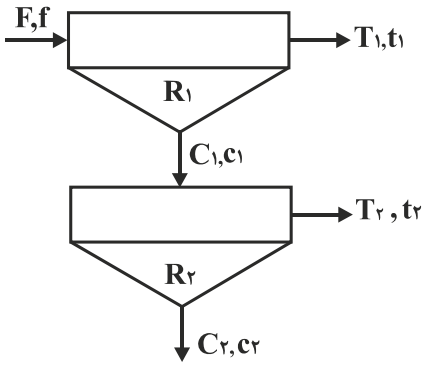
۴) عیار باطله (t)

جواب:

$$R = \frac{c(f-t)}{f(c-t)} \times ۱۰۰ = \frac{\frac{c}{f}}{\frac{c-t}{f-t}} \times ۱۰۰$$

این معادله از نسبت $\frac{c}{f}$ و $\frac{c-t}{f-t}$ به دست می‌آید که تنها در t اختلاف دارند و لذا این معادله نسبت به تغییرات t حساستر است.

۱-۳. مدار سری با دو جداکنندهٔ سری

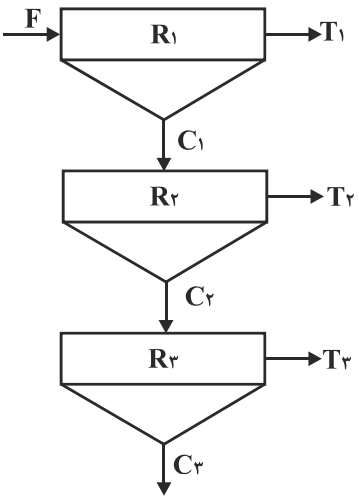


$$R_۱ = \frac{C_۱c_۱}{Ff} \qquad R_۲ = \frac{C_۲c_۲}{C_۱c_۱}$$

$$F = T_۱ + T_۲ + C_۲ \qquad Ff = T_۱t_۱ + T_۲t_۲ + C_۲c_۲$$

$$R_t = \frac{C_۲c_۲}{Ff} = R_۱ . R_۲$$

۱-۴. مدار سری با سه جداکنندهٔ سری



$$R_t = R_۱.R_۲.R_۳$$

$$R_t = (\frac{R_۱}{۱۰۰})(\frac{R_۲}{۱۰۰})(\frac{R_۳}{۱۰۰})\times ۱۰۰$$

$$R_t = \frac{C_۳c_۳}{Ff}\times ۱۰۰$$

$$R_t = \frac{C_۳c_۳}{T_۱t_۱ + T_۲t_۲ + T_۳t_۳ + C_۳c_۳}\times ۱۰۰$$

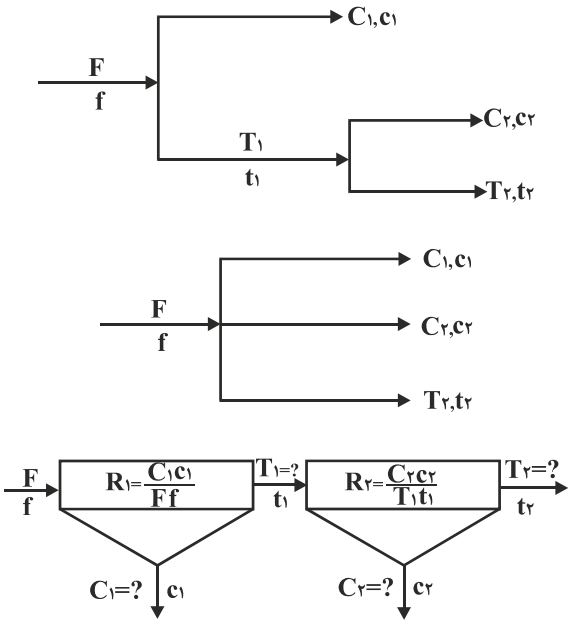
در هر صورت، برای محاسبهٔ بازیابی کل باید نسبت وزن فلز کنسانتره‌های نهایی به وزن فلز بار ورودی را محاسبه کرد.

با درک مفهوم بازیابی که عبارت است از میزان فلز مورد نظر راه یافته به همهٔ کنسانتره‌ها، نسبت به فلز موجـود در بـار اولیه و همچنین با موازنهٔ جرم می‌توان بازیابی را برای مدارهای مرکب نیز به دست آورد.

۱-۵. مدار موازی با دو جداکنندهٔ موازی

مدار پرعیارکنی با دو جداکننده و یک فلز به صورت مدار موازی، شامل دو کنسانتره و یک باطله است.

سه سیستم زیر معادل هم هستند.



به سه روش زیر می‌توان مجهولات $T_۲, C_۲, T_۱, C_۱$ را به دست آورد.

روش اول

از رابطهٔ $\frac{C}{F} = \frac{f-t}{c-t}$ داریم:

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

و از رابطهٔ $F = C + T$ داریم:

$$T = F - C$$

بنابراین نتیجه می‌گیریم که:

$$C_۱ = \frac{f-t_۱}{c_۱-t_۱} \times F$$

$$T_۱ = F - C_۱$$

$$C_۲ = \frac{t_۱-t_۲}{c_۲-t_۲} \times T_۱$$

$$T_۲ = T_۱ - C_۲$$

روش دوم

به کمک وزن و از روابط زیر:

$$F = C_۱ + C_۲ + T_۲$$

$$Ff = C_۱c_۱ + C_۲c_۲ + T_۲t_۲$$

روش سوم

به کمک درصد وزنی به این صورت که $F = \%۱۰۰$ و $T_۲, C_۲, C_۱$ برحسب درصد وزنی می‌باشند و از روابط زیر:

$$۱۰۰ = C_۱ + C_۲ + T_۲$$

$$۱۰۰f = C_۱c_۱ + C_۲c_۲ + T_۲t_۲$$

بازیابی فلز در کل مدار

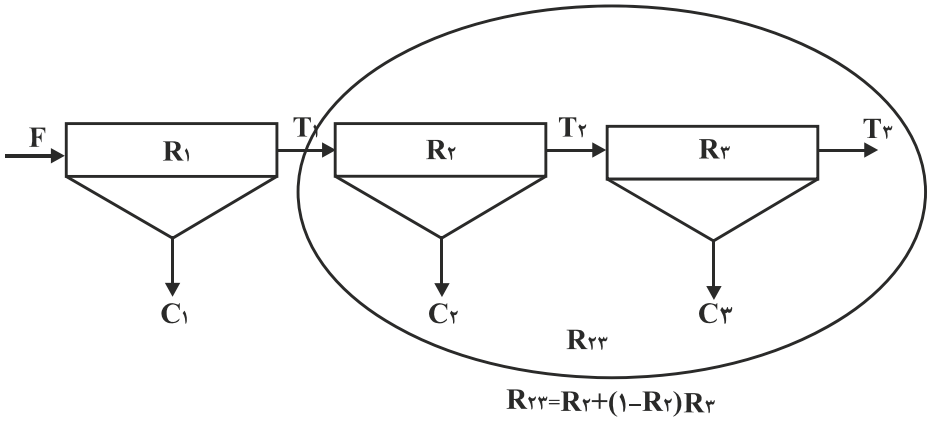
در هر صورت، برای محاسبهٔ بازیابی کل باید نسبت وزن فلز کنسانتره‌های نهایی به وزن فلز بار ورودی را محاسبه کرد.

$$R = \frac{Cc}{Ff} \Rightarrow R_t = \frac{\sum Cc}{Ff} = \frac{C_۱c_۱ + C_۲c_۲}{Ff}$$

$$\Rightarrow R_t = \frac{C_۱c_۱ + C_۲c_۲}{Ff} \quad \text{یا} \quad R_t = R_۱ + (۱ - R_۱).R_۲$$

R_t - بازیابی کل مدار پرعیار کنی با دو جداکننده و دو فلز به صورت مدار موازی، شامل دو کنسانتره و یک باطله

۱-۶. مدار موازی با سه جداکنندهٔ موازی



$$R_t = R_۱ + (۱-R_۱)R_{۲۳}$$

$$\Rightarrow R_t = R_۱ + (۱-R_۱)\left[R_۲ + (۱-R_۲)R_۳\right]$$

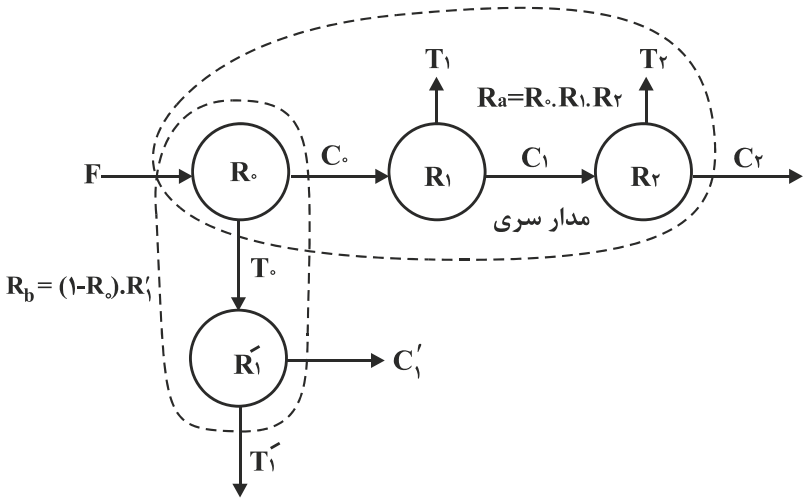
$$\Rightarrow R_t = R_۱ + (۱-R_۱)R_۲ + (۱-R_۱)(۱-R_۲)R_۳$$

$$R_t = R_۱ + (۱-\frac{R_۱}{۱۰۰})R_۲ + (۱-\frac{R_۱}{۱۰۰})(\frac{۱-R_۲}{۱۰۰})R_۳$$

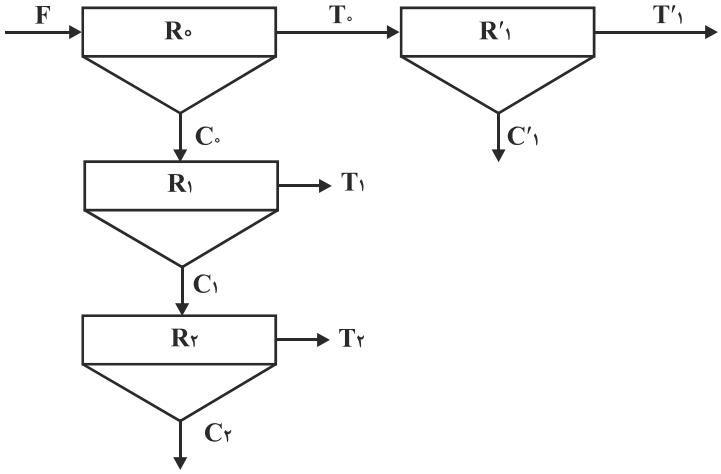
$$R_t = \frac{C_۱c_۱ + C_۲c_۲ + C_۳c_۳}{Ff} \times ۱۰۰ = \frac{C_۱c_۱ + C_۲c_۲ + C_۳c_۳}{C_۱c_۱ + C_۲c_۲ + C_۳c_۳ + T_۳t_۳} \times ۱۰۰$$

مسأله:

در مدار زیر بازیابی کل مسیر چقدر است؟



معادل مدار بالا، به صورت مدار زیر است:



جواب:

$$R_t = R_a + R_b$$

یا

$$R_t = \underbrace{\overbrace{R_۰.R_۱.R_۲}^{\text{مدار سری}} + \overbrace{(۱-R_۰).R'_۱}^{\text{مدار موازی}}}_{\text{مدار موازی}}$$

۱-۷. فرمول سه محصولی برای دو فلز

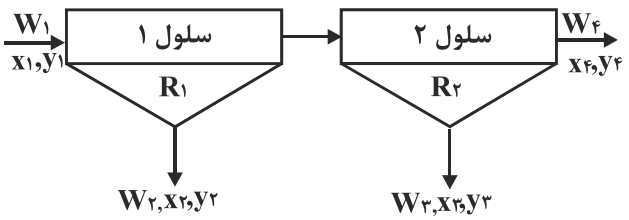
مدار دو سلولی که در هر سلول یک فلز پرعیار می‌شود:

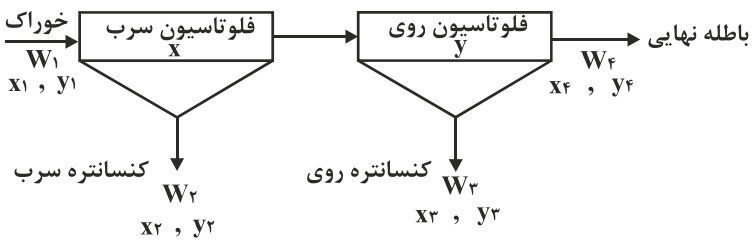
$W_۱$ - وزن یا نرخ بار اولیه یا جریان خوراک

$W_۲$ - وزن محصول پرعیار فلز اول (کنسانترهٔ اول) (فلز x)

$W_۳$ - وزن محصول پرعیار فلز دوم (کنسانترهٔ دوم) (فلز y)

$W_۴$ - وزن باطله یا جریان باطلهٔ نهایی





$x_۱, x_۲, x_۳, x_۴$ - عیار فلز اول (سرب یا کنسانتره) در هر مرحله (بر حسب درصد)

$y_۱, y_۲, y_۳, y_۴$ - عیار فلز دوم (روی یا کنسانتره) در هر مرحله (بر حسب درصد)

فرض می‌شود که در سلول اول، محصول پرعیار فلز اول و در سلول دوم، محصول پرعیار فلز دوم به دست می‌آید.

$$R_۱ = \frac{W_۲ x_۲}{W_۱ x_۱}$$

$$R_۲ = \frac{W_۳ y_۳}{W_۱ y_۱}$$

$R_۱$ - بازیابی برای فلز اول

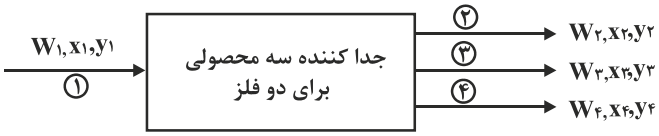
$R_۲$ - بازیابی برای فلز دوم

اتلاف بازیابی فلز اول (x) و فلز دوم (y) در باطله

$$\%R_{W_۴}(x) = \frac{W_۴ x_۴}{W_۱ x_۱} \times ۱۰۰$$

$$\%R_{W_۴}(y) = \frac{W_۴ y_۴}{W_۱ y_۱} \times ۱۰۰$$

جداکنندهٔ سه محصولی، خوراک با دبی جامد معلوم $W_۱$ را به سه محصول با تناژهای $W_۴, W_۳, W_۲$ تقسیم می کند.



از موازنهٔ کل مواد در این جداکننده داریم:

$$W_۱ = W_۲ + W_۳ + W_۴$$

همچنین فرض کنید درصد یک فلز در هر چهار جریان این جداکننده $(x_۱, x_۲, x_۳, x_۴)$ تعیین شده باشد. در این صورت از موازنهٔ مقدار فلز در جداکننده خواهیم داشت:

$$W_۱ x_۱ = W_۲ x_۲ + W_۳ x_۳ + W_۴ x_۴$$

برای محاسبهٔ نرخ‌های جریان $W_۳, W_۲$ و $W_۴$ به یک معادلهٔ دیگر نیاز است. این معادله می‌تواند از موازنهٔ یک فلز دیگر در جداکننده حاصل شود.

$$W_۱ y_۱ = W_۲ y_۲ + W_۳ y_۳ + W_۴ y_۴$$

که در آن $y_۱$ عیار فلز دوم در جریان (۱) می‌باشد.

$$\Rightarrow \begin{cases} \frac{W_۳}{W_۱} = \frac{(y_۱ - y_۲)(x_۴ - x_۲) - (x_۱ - x_۲)(y_۴ - y_۲)}{(y_۳ - y_۲)(x_۴ - x_۲) - (x_۳ - x_۲)(y_۴ - y_۲)} \\ \frac{W_۴}{W_۱} = \frac{(y_۱ - y_۲)(x_۳ - x_۲) - (x_۱ - x_۲)(y_۳ - y_۲)}{(y_۴ - y_۲)(x_۳ - x_۲) - (x_۴ - x_۲)(y_۳ - y_۲)} \end{cases}$$

با جایگزینی روابط فوق در معادلهٔ $W_۱ = W_۲ + W_۳ + W_۴$ (موازنهٔ جامد کل در جداکننده)، نرخ جامد $W_۲$ نیـز برحـسب $W_۱$ قابل محاسبه است.

$$\Rightarrow \frac{W_۲}{W_۱} = \frac{(y_۱ - y_۴)(x_۴ - x_۳) - (x_۱ - x_۴)(y_۴ - y_۳)}{(y_۲ - y_۴)(x_۴ - x_۳) - (x_۲ - x_۴)(y_۴ - y_۳)}$$

تناژ فلز x در جریان ۲ $= W_۲x_۲$

تناژ فلز x در جریان i $= W_i x_i$

تناژ فلز y در جریان i $= W_i y_i$

بازیابی فلز x در این عملیات: $R = \frac{W_۲}{W_۱}.\frac{x_۲}{x_۱}$

بازیابی فلز y در این عملیات: $R = \frac{W_۳}{W_۱}.\frac{y_۳}{y_۱}$

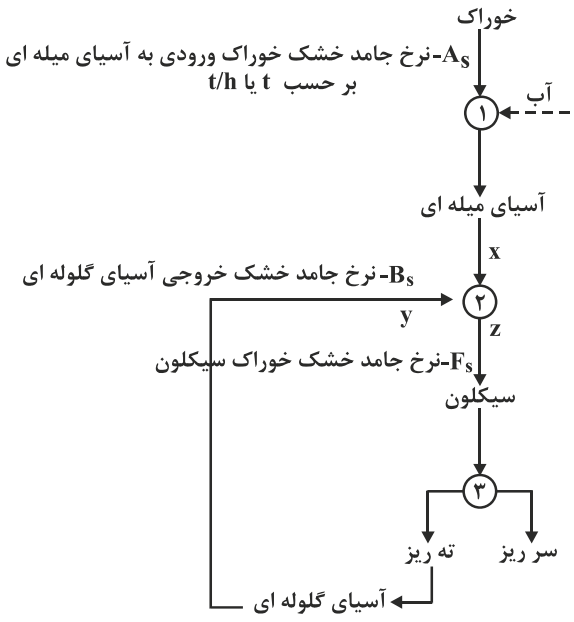
۱-۸. استفاده از اطلاعات تجزیهٔ سرندی در موازنهٔ جرم

بسیاری از دستگاه‌های موجود در کارخانه‌های فرآوری، از قبیل هیدروسیکلون‌ها مـواد را براسـاس انـدازهٔ ذرات طبقـه‌بنـدی می‌کنند. برای ارزیابی کار این واحدها، معمولاً جریان‌های خوراک و محصول آن‌ها تجزیهٔ سرندی می‌شوند.

در موازنهٔ جرم از اطلاعات تجزیهٔ سرندی نیز می‌توان استفاده کرد.

مسأله:

نرخ حجمی پالپ ورودی به سیکلون در مدار زیر چقدر است؟



شمای کلی یک مدار نرم کنی
و طبقه بندی

جواب:

خروجی آسیای میله‌ای، خروجی آسیای گلوله‌ای و خوراک سیکلون به ترتیب دارای x ، y و z درصد ذرات بزرگتر از n میکرون هستند.

از موازنهٔ مقدار جامد خشک در گره ۲ داریم:

$$F_s = A_s + B_s$$

یعنی: مقدار جامد خشک خروجی از آسیای میله‌ای= مقدار جامد خشک ورودی به مدار

از موازنهٔ مقدار ذرات بزرگتر از n میکرون در گره ۲ داریم:

$$F_s . z = A_s . x + B_s . y$$

از حل این دو معادله، نرخ وزنی جامد خشک خوراک سیکلون (F_s) به دست می‌آید که نرخ حجمی جامد خشک خوراک سیکلون برابر است با:

$$F_v(m^3/h) = \frac{F_s(t/h)}{\text{دانسیتهٔ جامد } (t/m^3)}$$

نرخ جرمی‌آب موجود در خوراک سیکلون از رابطهٔ زیر به دست می‌آید:

$$W_s = F_s . \frac{(100 - t)}{t}$$

خوراک سیکلون دارای t% جامد است.

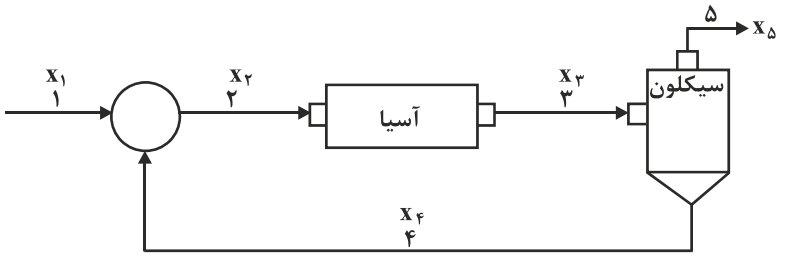
با فرض این‌که دانسیتهٔ آب $1 t/m^3$ باشد، نرخ حجمی‌آب خوراک سیکلون برابر است:

$$W_v(m^3/h) = \frac{W_s(t/h)}{1(t/m^3)}$$

نرخ حجمی پالپ خوراک ورودی به سیکلون: $F = F_v + W_v$

مسأله:

اگر نسبت بار در گردش مدار زیر $(\frac{W_4}{W_1}) = m$ باشد، مقدار ذرات کوچکتر از n میکرون در ته‌ریز سیکلون چقدر است؟



شمای کلی یک مدا نرم کنی

$x_۳$ و $x_۵$، **به ترتیب، درصد ذرات کوچکتر از n میکرون در نواحی خروجی آسیا و سرریز سیکلون هستند.**

$W_۱$ – **نرخ جامد خوراک ورودی** (t/h) **است.**

جواب:

قانون بقای جرم

$$W_۳ = W_۲$$

$$W_۲ = W_۱ + W_۴ \qquad NSR \geq ۰$$

$$W_۳ = W_۱ + W_۴ = W_۱ + mW_۱ \ , \ W_۳(t/h)$$

از طرفی، جرم کل جامد ورودی به مدار با جرم کل جامد خروجی از مدار برابر است، لذا:

$$W_۵ = W_۱ \ , \ W_{۵(t/h)}$$

همچنین طبق قانون بقای جرم داریم:

جرم ذرات کوچکتر از n میکرون در خروجی سیکلون= جرم ذرات کوچکتر از n میکرون در ورودی سیکلون

و یا:

$$W_۳x_۳ = W_۴x_۴ + W_۵x_۵$$

که در آن x_i مقدار ذرات کوچکتر از n میکرون در جریان i ام است.

$x_۴$ – مقدار ذرات کوچکتر از n میکرون در تهریز سیکلون

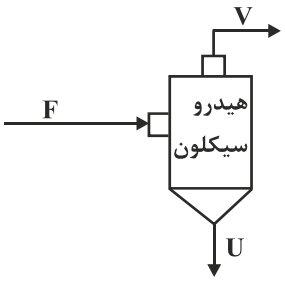
که از روابط بالا، $x_۴$ به‌دست می‌آید.

۱-۹. استفاده از نسبت رقت در موازنهٔ جرم

آسیاهای گلوله‌ای معمولاً با کمتر از ۶۵ درصد جامد کار می‌کنند و محصول آنها قبل از ورود به سیکلون، باید تا حد معینی رقیق شود. (درصد جامد آن کم شود). بیشتر عملیات فلوتاسیون نیز در محیطی با درصد جامد ۴۰-۲۵٪ انجام می‌شود.

در مواردی که درصد جامدات یا نسبت رقت جریان‌ها در دسترس باشد، می‌توان از این اطلاعات در موازنهٔ جرم استفاده کرد.

نرخ (جرمی) جامد خوراک $F(t/h)$	درصد (وزنی) جامد خوراک f
نرخ (جرمی) جامد سرریز V	درصد (وزنی) جامد سرریز v
نرخ (جرمی) جامد تهریز U	درصد (وزنی) جامد تهریز u



معادلهٔ موازنهٔ جامد در هیدروسیکلون : $F = U + V$

معادلهٔ موازنهٔ آب در هیدروسیکلون : $Ff' = Uu' + Vv'$

$$\begin{cases} f' = \dfrac{۱۰۰ - f}{f} \\ u' = \dfrac{۱۰۰ - u}{u} \\ v' = \dfrac{۱۰۰ - v}{v} \end{cases}$$

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

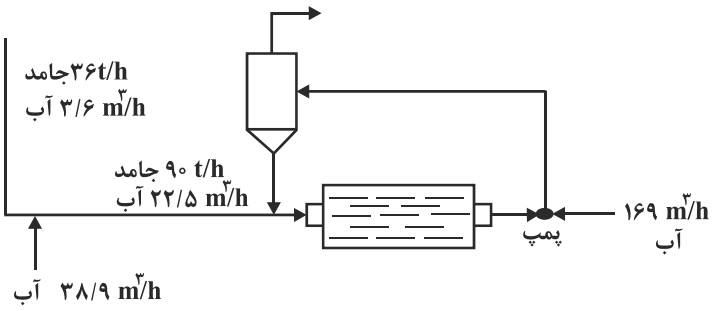
f' رقت خوراک

v' رقت سرریز

u' رقت ته‌ریز

مسأله:

در مدار زیر، درصد جامد پالپ، در خروجی آسیا کدام است؟



جواب:

برای محاسبهٔ درصد جامد، نیاز به وزن جامد و وزن آب داریم.

در نقطه خروجی آسیا که با نقطه ورودی آسیا تفاوتی نمی‌کند (زیرا جرمی‌آز جامد یا آب تغییر نمی‌کند) مقادیر آب و جامد را محاسبه می‌کنیم.

وزن جامد در آسیا = ۹۰ + ۳۶ = ۱۲۶

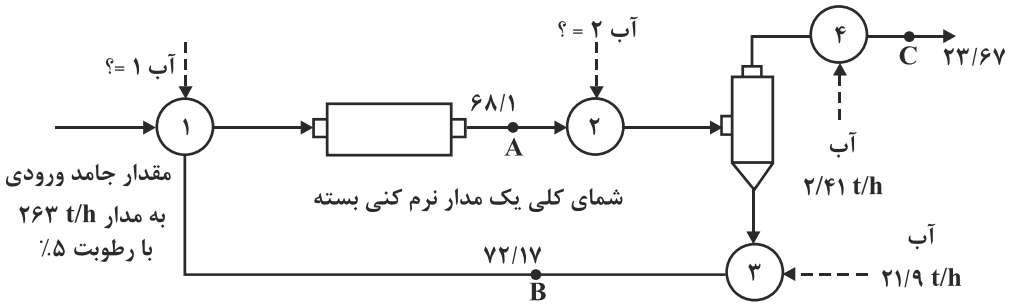
وزن آب در آسیا = ۳/۶ + ۲۲/۵ + ۳۸/۹ = ۶۵

درصد جامد: $x = \frac{۱۲۶}{۱۲۶+۶۵} \times ۱۰۰ = \%۶۶$

مسأله:

در مدار زیر، مطلوب است مقدار آب اضافه شده در محل‌های ۱ و ۲ ؟

مقدار بار در گردش ۲/۴۷ است و عدد روی هر جریان، درصد جامد آن جریان را نشان می‌دهد.



جواب:

الف) محاسبهٔ آب ۱

جامد خوراک (خشک) = ۲۶۳ × ۰/۹۵ = ۲۴۹/۸۵ t/h

جامد ته‌ریز (خشک) = ۲۴۹/۸۵ × ۲/۴۷ = ۶۱۷/۱۳ t/h

$$\text{بار در گردش} = \frac{\text{جامد ته‌ریز (خشک)}}{\text{جامد خوراک (خشک)}}$$

جامد خروجی آسیا (خشک) = ۲۴۹/۸۵ + ۶۱۷/۱۳ = ۸۶۶/۹۸ t/h

$$\text{رقت خوراک} = \frac{\text{آب}}{\text{جامد (خشک)}} = \frac{۱۰۰-۹۵}{۹۵} = ۰/۰۵۳$$

$$\text{رقت جریان B} = \frac{\text{درصد جامد جریان B} - ۱۰۰}{\text{درصد جامد جریان B}}$$

آب همراه خوراک = ۲۴۹/۸۵ × ۰/۰۵۳ = ۱۳/۱۵ t/h

رقت جریان B $= \frac{۱۰۰ - ۷۲/۱۷}{۷۲/۱۷} = ۰/۳۸۶$

آب جریان B = آب تهریز + جامد × رقت جریان B $= ۲۵۹/۸۷۶\ t/h = ۲۱/۹ + ۶۱۷/۱۳ \times ۰/۳۸۶ + ۲۱/۹$

رقت جریان A $= \frac{۱۰۰ - ۶۸/۱}{۶۸/۱} = ۰/۴۶۸$

آب جریان A = جامد خروجی آسیا × رقت جریان A $= ۴۰۶/۱۱۸\ t/h = ۸۶۶/۹۸ \times ۰/۴۶۸$

آب ۱ + آب جریان B + آب همراه خوراک = آب ورودی به آسیا

آب جریان A = آب ورودی به آسیا

$\Rightarrow$ آب ۱ = آب جریان A − (آب جریان B + آب همراه خوراک) $\Rightarrow$

آب ۱ = ۱۳۳/۰۹۲t/h

ب) محاسبهٔ آب ۲

طبق قانون بقای جرم داریم:

جامد خروجی از مدار (خشک) = جامد ورودی به مدار (خشک)

$\Rightarrow$ وزن جامد خشک C = ۲۴۹/۸۵t/h

کل آب وارد شده به مدار = کل آب خارج شده از مدار : از طرفی

کل آب خارج شده از مدار = آب همراه خوراک + آب ۱ + آب ۲ + ۲/۴۱+۲۱/۹

همچنین:

کل آب خارج شده از مدار = آب جریان C = جامد خشک جریان C × نسبت رقت جریان C

کل آب خارج شده از مدار $= ۲۴۹/۸۵ \times \frac{۱۰۰ - ۲۳/۶۷}{۲۳/۶۷} = ۸۰۵/۷۰۶\ t/h$

از این‌جا:

آب ۲ = کل آب خارج شده از مدار − (آب همراه خوراک + آب ۱ + ۲/۴۱+۲۱/۹)

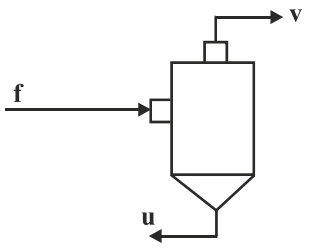
آب ۲ $= ۶۳۵/۱۵۴\ t/h$

مسأله:

یک سری هیدروسیکلون آزمایشگاهی با پالپ کوارتز تغذیه می‌شود (دانسیته کوارتز $s = ۲۶۵۰\frac{kg}{m^۳}$ و دانسیته پالپ $f = ۱۱۳۰\frac{kg}{m^۳}$) دانسیته پالپ ته‌ریز و سرریز به ترتیب $u = ۱۲۸۰ kg/m^۳$ و $v = ۱۰۴۰ kg/m^۳$ می‌باشد. نسبت جامد ته‌ریز به جامد خوراک را حساب کنید.

جواب:

درصد جامد یک پالپ با دانسیتهٔ d که از مخلوط جامد با دانسیته s و سیال با دانسیتهٔ w حاصل شده، به صورت زیر قابل محاسبه است:



$$x = \frac{s(d-w)}{d(s-w)} \times ۱۰۰$$

در این مسأله که پالپها از کوارتز و آب تشکیل شده‌اند خواهیم داشت:

$$\text{درصد جامد خوراک}: x_f = \frac{s(f-۱۰۰۰)}{f(s-۱۰۰۰)} \times ۱۰۰ = \frac{f-۱۰۰۰}{f} \times \frac{s}{s-۱۰۰۰} \times ۱۰۰$$

$$\text{درصد جامد ته‌ریز}: x_u = \frac{s(u-۱۰۰۰)}{u(s-۱۰۰۰)} \times ۱۰۰ = \frac{u-۱۰۰۰}{u} \times \frac{s}{s-۱۰۰۰} \times ۱۰۰$$

$$\text{درصد جامد سرریز}: x_v = \frac{s(v-۱۰۰۰)}{v(s-۱۰۰۰)} \times ۱۰۰ = \frac{v-۱۰۰۰}{v} \times \frac{s}{s-۱۰۰۰} \times ۱۰۰$$

که در آنها، f ، u و v به ترتیب دانسیته پالپ خوراک، ته‌ریز و سرریز برحسب $kg/m^۳$ می‌باشد. معادلات بقای جامد و پالپ اطراف سیکلون به صورت زیر است:

$$\begin{cases} F = U + V \\ \frac{F}{x_f} = \frac{U}{x_u} + \frac{V}{x_v} \end{cases}$$

که در آنها F ، U و V به ترتیب نرخ جامد خوراک، ته‌ریز و سرریز است.

از تلفیق تمام معادلات بالا خواهیم داشت:

$$\frac{U}{F}=\frac{(f-v)(u-۱۰۰۰)}{(u-v)(f-۱۰۰۰)}$$

برای سیالی با دانسیتهٔ w:

$$\frac{U}{F}=\frac{(f-v)(u-w)}{(u-v)(f-w)}$$

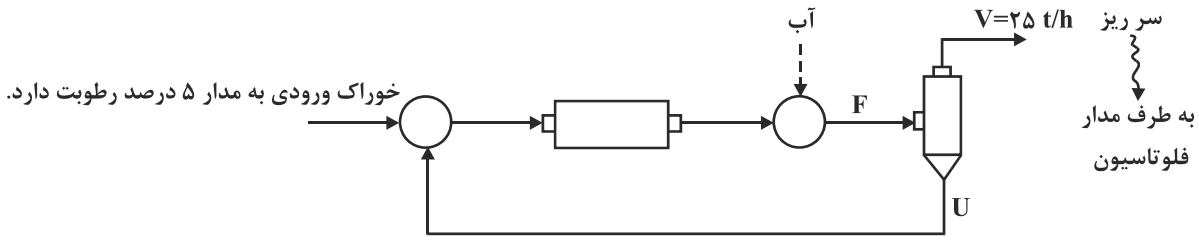
بنابراین در مسأله، نسبت جامد ته‌ریز به جامد خوراک برابر است با:

$$\frac{U}{F}=\frac{(۱۱۳۰-۱۰۴۰)(۱۲۸۰-۱۰۰۰)}{(۱۲۸۰-۱۰۴۰)(۱۱۳۰-۱۰۰۰)}=۰/۸۱$$

مسأله:

در شکل زیر، تناژ جامد (خشک) که به قسمت فلوتاسیون فرستاده می‌شود برابر $۲۵\,t/h$ است و خوراک ورودی به مدار ۵ درصد رطوبت دارد.

درصد جامد خوراک، x_f، ته‌ریز، x_u و سرریز، x_v سیکلون به ترتیب برابر ۳۳ ، ۶۵ و ۱۵ می‌باشد. میزان بار در گردش و مقدار آب لازم برای رقیق کردن محصول آسیا را حساب کنید.



شمای کلی یک مدار نرم کنی

جواب:

الف) محاسبهٔ بار در گردش

از موازنهٔ آب اطراف سیکلون داریم:

$$\frac{۱۰۰-x_f}{x_f}=D_f\ ,\ D_f=\frac{۶۷}{۳۳}\Rightarrow\frac{۶۷}{۳۳}F=\frac{۸۵}{۱۵}\times۲۵+\frac{۳۵}{۶۵}U$$

که در آن:

F- نرخ خوراک سیکلون (جامد خشک برحسب t/h)

U - نرخ ته‌ریز سیکلون (جامد خشک برحسب t/h)

V - نرخ سرریز سیکلون (جامد خشک برحسب t/h)

طبق قانون بقای جرم، نرخ جامد ورودی به مدار باید با نرخ جامد خروجی از مدار (جامد ورودی به قسمت فلوتاسیون) برابر

باشد. لذا داریم:

$$\begin{cases} F = ۲۵ + U \\ U = ۶۱\ t/h \end{cases} \Rightarrow F = ۸۶\ t/h$$

ب) محاسبهٔ آب لازم

آب موجود در خوراک آسیا به صورت زیر قابل محاسبه است:

آب خوراک مدار + آب ته‌ریز سیکلون = آب خوراک آسیا

$$\text{آب خوراک آسیا} = ۲۵ \times \frac{۵}{۹۵} + ۶۱ \frac{۳۵}{۶۵} = ۳۴/۲\ t/h$$

آب موجود در خوراک سیکلون نیز برابر است با:

$$\text{آب موجود در خوراک سیکلون} = ۸۶ \times \frac{۶۷}{۳۳} = ۱۷۴/۶\ t/h$$

$$\text{آب اضافه شده به آسیا} = ۱۷۴/۶ - ۳۴/۲ = ۱۴۰/۴\ t/h = ۱۴۰/۴\ m^۳/h$$

$$\text{میزان بار در گردش} = \frac{۶۱}{۲۵} = ۲/۴۴$$

$$\text{بار در گردش} = \frac{\text{جامد ته ریز (خشک)}}{\text{جامد خوراک مدار (خشک)}}$$

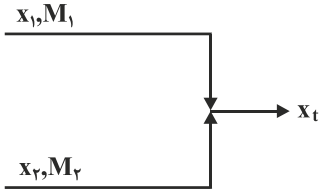
مسأله:

در مدار زیر، غلظت وزنی خروجی، x_t، در صورت معلوم بودن $x_۱$ و $x_۲$ (برحسب درصد) و دبی وزنی جامد خشک، $M_۱$ و $M_۲$ (برحسب t/h یا kg/h) چه‌قدر است؟

جواب:

$$D = \frac{۱ - x}{x} \Rightarrow D = \frac{۱۰۰ - x}{x}$$

$$\begin{cases} \text{وزن آب ۱} = D_۱M_۱ \\ \text{وزن آب ۲} = D_۲M_۲ \end{cases} \Rightarrow x_t = \frac{M_۱ + M_۲}{M_۱ + M_۲ + D_۱M_۱ + D_۲M_۲}$$



۱-۱۰. استفاده از اطلاعات طبقات در موازنهٔ جرم

در کارخانه های فرآوری مواد، برای تعیین اندازهٔ بهینه خردایش، که به ازای آن میزان آزادشدگی کانیها و بازیابی آنها بهینه می‌شود، عیار کانی با ارزش را در دامنه اندازه های مختلف تعیین می‌کنند. از این اطلاعات نیز می‌توان در موازنه جرم مدار استفاده کرد.

مثال:

یک نمونه از پالپ ورودی به سلولهای فلوتاسیون، بعد از خشک کردن دانه بندی گردید. عیار مس در هر طبقه نیز تعیین شده است (جدول زیر). اگر عیار مس در نمونه اولیه (قبل از دانه بندی) ۰/۴۴ درصد باشد، عیار مس در مواد زیر سرند ۴۰۰ مش را محاسبه کنید.

نتایج آنالیز سرندی و عیارسنجی نمونهٔ ورودی به سلول‌های فلوتاسیون

اندازه سرند (مش)	۱۰۰	۱۵۰	۲۰۰	۲۷۰	۴۰۰	زیر ۴۰۰
مانده روی سرند (٪) (نسبت به نمونهٔ اولیه)	۳۶/۴	۱۲/۷۸	۸/۳۷	۸/۵۳	۴/۴۷	(مجموع ۵ ماندهٔ برروی سرندها-۱۰۰)
عیار مس در هر طبقه (٪) (نسبت به وزن نمونهٔ هر طبقه)	۰/۴۲	۰/۴۰	۰/۳۸	۰/۳۸	۰/۴۰	؟

مش	۱۰۰	۱۱۵	۱۵۰	۲۰۰	۲۵۰	۲۷۰	۴۰۰
میکرون	۱۵۰	۱۲۵	۱۰۶	۷۵	۶۳	۵۳	۳۸

حل:

طبق قانون بقای جرم داریم:

$$\text{مس در نمونه} = \sum_{i=1}^{5} (\text{مس در مواد مانده بر روی سرند } i) + \text{مس در مواد عبوری از سرند ۴۰۰ مش}$$

با فرض این‌که وزن نمونه اولیه ۱۰۰ واحد جرم باشد:

$$\text{مس در نمونه} = ۱۰۰ \times \%۰/۴۴ = ۰/۴۴$$

از طرفی:

$$\text{وزن نمونه} \times \text{درصد مواد بر روی سرند } i = \text{وزن مس برروی سرند } i \text{ عیار مس در مواد روی سرند } i$$

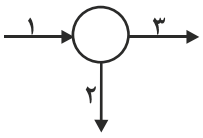
$$= ۰/۴۴ - (\%۰/۴۲ \times ۰/۳۶۴ \times ۱۰۰ + \%۰/۴ \times ۰/۱۲۷۸ \times ۱۰۰ + \%۰/۳۸ \times ۰/۰۸۳۷ \times ۱۰۰ + \%۰/۳۸ \times ۰/۰۸۵۳ \times ۱۰۰ + \%۰/۴ \times ۰/۰۴۴۷ \times ۱۰۰)$$

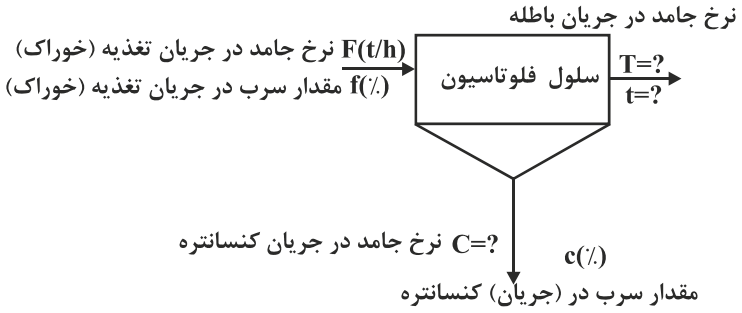
و از این‌جا:

$$\text{عیار مس در مواد عبوری از سرند ۴۰۰ مش} = \%۰/۵۲$$

۱-۱۱. جداکننده‌های دو محصولی و فرمول اشمیت

سه شاخه و یک گره



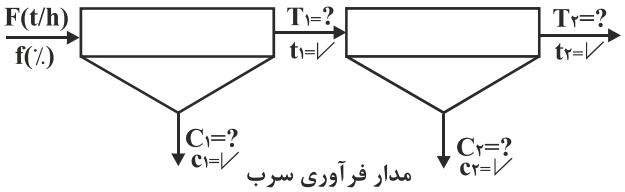


موازنهٔ مقدار جامد کل در سلول فلوتاسیون

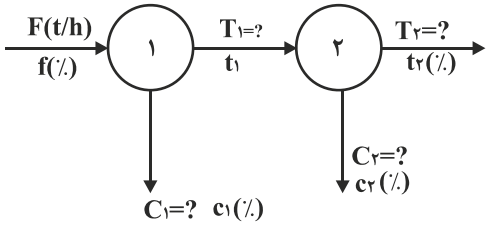
$$F = C + T$$

موازنهٔ مقدار فلز سرب در سلول

$$Ff = Cc + Tt$$



اولین گام در حل این گونه مسائل، تبدیل شمای عملیات مدار به شبکه ای از شاخه‌ها و گره های ساده می‌باشد. شاخه‌ها همان جریان‌های مدار هستند که در آنها مواد جریان می‌یابند و گره ها، محل افراز یا تلفیق جریان‌ها می‌باشند. نمایش گره‌ای مدار شکل بالا به صورت زیر است.



مقدار جامد خروجی از گره (۱) = مقدار جامد ورودی به گره (۱)
مقدار جامد خروجی از گره (۲) = مقدار جامد ورودی به گره (۲)
مقدار سرب خروجی از گره (۱) = مقدار سرب ورودی به گره (۱)
مقدار سرب خروجی از گره (۲) = مقدار سرب ورودی به گره (۲)

بازیابی کل مدار

$$R = \frac{C_1 c_1 + C_2 c_2}{Ff}$$

به شرط این‌که دبی جرمی یک جریان که معمولاً خوراک مدار است معلوم باشد، برای محاسبهٔ سایر نرخ‌های جامد، باید حداقل از N جریان نمونه برداری کرد، به طوری که:

$$N = 2(F+S) - 1$$

که در آن F ، تعداد جریان‌های خوراک و یا تعداد جریان‌های ورودی به سیستم (معادلهٔ اشمیت) و S تعداد جداکننده‌های ساده مدار می‌باشد.

منظور از گره ساده، گره ای است که دارای یک ورودی و دو خروجی و یا بالعکس دارای دو ورودی و یک خروجی باشد. گره نوع اول را جداکننده (Separator) و نوع دوم را مخلوط کننده (Junction) می نامند.

در مورد مدار بالا، تعداد جداکننده‌های سادهٔ آن برابر ۲ و تعداد خوراک‌های مدار برابر ۱ می‌باشد، از این‌رو داریم:

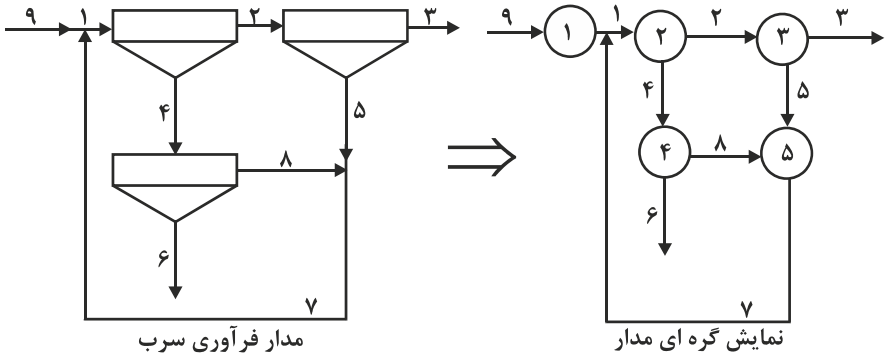
$$N = 2(1+2) - 1 = 5$$

یعنی برای محاسبهٔ تمام نرخ‌های جامد، باید از تمام جریان‌ها نمونه‌برداری کرد.

۱-۱۲. جداکننده‌های چند محصولی و فرمول اشمیت

مثال:

در مدار زیر، نرخ جامد در هشت جریان، پارامترهای مجهول هستند. برای حل مسأله، باید هشت معادلهٔ خطی مستقل نوشت. این هشت معادله، از بقای جامد کل و بقای مس در قسمت‌های مختلف مدار حاصل می‌شوند. جدا از این‌که چند جریان نمونه‌برداری شده باشند، همواره به تعداد گره‌های مدار می‌توان معادلهٔ بقای جامد کل نوشت:



$$W_1 = W_9 + W_7$$

$$W_1 = W_2 + W_4$$

$$W_2 = W_3 + W_5$$

$$W_4 = W_6 + W_8$$

$$W_7 = W_5 + W_8$$

$$W_2 c_2 = W_3 c_3 + W_5 c_5$$

$$W_4 c_4 = W_6 c_6 + W_8 c_8$$

که در آن‌ها، W_i نرخ جامد جریان i ام می‌باشد. سه معادلهٔ دیگر باید از بقای جرم مس حاصل شود.

که در آنها، c_i عیار مس در جریان i ام می‌باشد

اگر کل مدار به عنوان یک گره قلمداد شود:

موازنهٔ مس حول کل مدار $W_9 c_9 = W_3 c_3 + W_6 c_6$

معادلهٔ بقای جامد کل حول کل مدار $W_9 = W_3 + W_6$

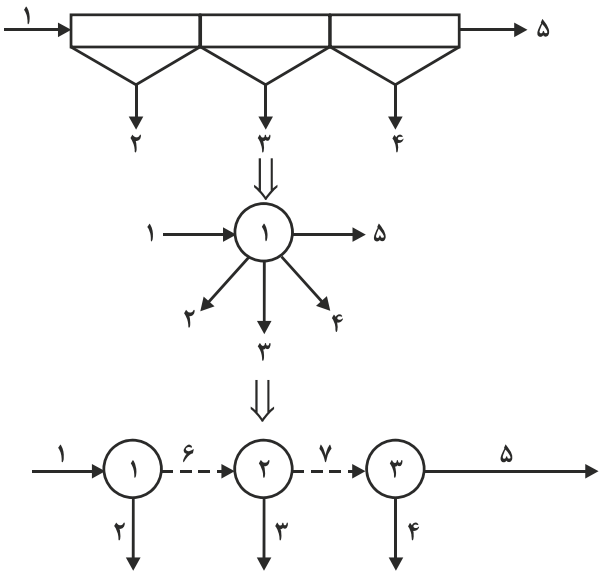
در فرمول اشمیت برای حداقل نمونه‌برداری $(N = 2(F+S)-1)$، S برابر تعداد جداکننده‌های سادهٔ مدار می‌باشد. از این‌رو، در مواردی که جداکننده‌ها دارای بیش از دو محصول هستند و یا مخلوط کننده‌ها با بیش از دو جریان تغذیه می‌شوند، قبل از به کارگیری این فرمول، باید گره‌های مرکب را با استفاده از جریان‌هایی که وجود خارجی ندارند به گره‌های ساده تبدیل کرد.

مسأله:

عیار مس در جریان‌های مدار برحسب درصد می‌باشد. با فرض این‌که نرخ جامد خوراک ورودی یک تن بر ساعت باشد،

حداقل تعداد جریان‌هایی که باید نمونه‌برداری شده باشند، چندتا است؟

یک ردیف سلول فلوتاسیون



نمایش شکل فوق در قالب گره های ساده

جواب:

برای محاسبهٔ نرخ‌های جامد مدار فوق، حداقل تعداد جریان‌هایی که باید نمونه‌برداری شوند عبارتست از:

$F = ۱ \ \& \ S = ۳$

$N = ۲(۱+۳)-۱ = ۷$

توجه کنید که جریان‌های ۶ و ۷ وجود خارجی ندارند و به خاطر این‌که تنها پنج جریان برای نمونه برداری وجـود دارد، لذا باید علاوه بر معلوم بودن نرخ جامد یک جریان مرجع، نرخ جامد دو جریان دیگر تعیین شود. یک انتخـاب ممکـن اسـت بدین صورت باشد که عیار فلز در پنج جریان این ردیف فلوتاسیون اندازه گیری شود و نـرخ جامـد جریـان‌هـای ۲و۳و۴ نیـز تعیین شود.

بطور کلی، در مداری که از b شاخه (Branch) و n گره (Node) تشکیل شده باشد، تنها $(b-n)$ جریان می‌توانند دارای نرخ (دبی) جامد مستقل باشند. بدین معنی که اگر نرخ جامد $(b-n)$ جریان معلوم باشد، سایر نرخ‌های جریان (دبی جامد n جریان دیگر) را معادلات بقای جامد کل تعیین می‌کنند.

W_i، نرخ جامد جریان i ام

۱-۱۳. بازیابی

$R = \frac{Cc}{Ff} \times ۱۰۰$ بازیابی واقعی (عملی)

$R = \frac{c(f-t)}{f(c-t)} \times ۱۰۰$ بازیابی تئوری

$F = C + T$

c - عیار کنسانتره یا عیار محصول پر عیار شده

f - عیار خوراک

C - وزن کنسانتره

F - وزن خوراک

T - وزن باطله

مقدار بازیابی فلز در کنسانتره برحسب درصد برابر ۱۰۰ منهای مقدار بازیابی فلز در باطله است.

فرمول‌های شیمیایی برخی از کانی‌ها

مولیبدنیت: $MoS_۲$، کالکوپیریت: $CuFeS_۲$، هماتیت: $Fe_۲O_۳$، گالن: PbS، کالکوسیت: $Cu_۲S$، کوپریت: $Cu_۲O$، مگنتیت: $Fe_۳O_۴$ و کاسیتریت: $SnO_۲$.

حداکثر مقدار قابل دستیابی یک عنصر در یک کانی یا به عبارتی حداکثر مقدار یک عنصر در یک کانی یا حداکثر مقدار عیار فلز (مشخص) در یک کانی برحسب درصد در بهترین شرایط ایده‌آل از فرمول شیمیایی آن محاسبه می‌شود.

توجه: یک ppm معادل یک گرم بر تن است یعنی: $ppm = gr / ton$

۱-۱۴. ارزش اندوخته یا ارزش نهفته

برای تبدیل کانسار به کانه، باید رابطه زیر برقرار باشد:

ارزش مقدار تلف شده یا هزینه پرت + هزینهٔ کانه آرایی یا فرآوری + هزینهٔ معدنکاری ≤ ارزش نهفته یا ارزش اندوخته

C.V. یا Content Value

مقدار تلف شده = (۱۰۰ − R)

R- بازیابی

برای آنکه یک عملیات کانه آرایی از نظر اقتصادی موجه باشد، باید همواره رابطه فوق برقرار باشد.

مجموع ارزش مواد و کانی‌ها و فلزات با ارزش داخل کانه را ارزش اندوخته می‌گویند. زمانی می‌توان کانسار یا ماده معـدنی را کانه نامید که:

C.V. ≤ کلیهٔ هزینه ها به ازای هرتن ماده معدنی

جرم (وزن) اتمی برخی از عناصر:

S = ۳۲

Pb = ۲۰۷

Fe = ۵۶(۵۵/۸) , Cu = ۶۴(۶۳/۵)

O = ۱۶

Sn = ۱۱۹

برای یک تن خوراک (F=۱ton): $R = ۱۰۰C\frac{c}{f}$

وزن کنسانتره در حالت ایده آل برحسب تن از رابطهٔ زیر بدست می‌آید:

$۱۰۰ = ۱۰۰C\frac{m}{f}$

هزینهٔ حمل و نقل یک تن کنسانتره × C = هزینهٔ حمل و نقل

هزینهٔ ذوب یک تن کنسانتره × C = هزینهٔ ذوب

m- حداکثر عیار فلز در کانی

پرداخت کارخانهٔ ذوب مثلاً x% محتوای فلز × عیار کنسانتره × وزن کنسانتره × قیمت فلز = پرداختی کارخانهٔ ذوب

NSR=Net Smelting Return

هزینهٔ ذوب - هزینهٔ حمل و نقل - پرداختی کارخانهٔ ذوب (ارزش فلز) =NSR فلز

NSR: درآمد خالص از ذوب یا منافع حاصل از محتوای فلز

عیار کانی‌شناسی کنسانتره یا عیار فلز با ارزش در کانی (m) همیشه بزرگتر یا مساوی عیار فلز با ارزش در کنسانتره (c) است.

NSR (روی+ سرب) = NSR روی + NSR سرب

۱-۱۵. بازدهی یا راندمان اقتصادی (عملیاتی) یا بازدهی جدایش اقتصادی یا بازدهی اقتصادی (Economic Efficiency (E.E.) یا Economic Separation Efficiency (E.S.E))

$$= \frac{\text{NSR فلز یا فلزات در حالت واقعی}}{\text{NSR فلز یا فلزات در حالت ایده‌آل یا تئوری}} \times ۱۰۰$$

عملیاتی اقتصادی است که $NSR \geq ۰$ آن، و هرچه NSR (برحسب واحد قیمت) بیشتر باشد، بهتر است. هر فرآیندی که NSR بیشتری داشته باشد، آن فرآیند از نظر اقتصادی برتر است.

۱-۱۶. کارآیی جدایش یا بازدهی جدایش (Separation Efficiency)

در روش‌های فرآوری مواد معدنی (به ویژه فلوتاسیون)، وقتی از دو سری آزمایش مشابه، نتایج مختلفی بـه دسـت آیـد، بکار می‌رود.

$$S.E. = R_m - R_g$$

S.E. یا Separation Efficiency: بازدهی جدایش یا کارآیی جدایش، بازیابی متالورژیکی، بـازدهی متـالورژیکی یـا بـازدهی جدایش متالورژیکی.

R_m - بازیابی مواد یا کانی با ارزش (درصد) در (محصول) کنسانتره

R_g - بازیابی گانگ (مواد همراه) یا مواد کم‌ارزش در (محصول) کنسانتره (درصد)

اگر درصد عیار در بار ورودی، کنسانتره و باطله به ترتیب f ,c ,t و وزن کنسانتره معادل C در نظر گرفته شود:

$$R_m = ۱۰۰\frac{Cc}{Ff}$$

بازیابی کانی با ارزش معادل بازیابی فلز خواهد بود. به فرض آنکه تمامی فلز با ارزش در یک کانی متمرکز شده باشد. مقدار گانگ (مواد همراه در محصول کنسانتره) نیز خواهد شد:

$$۱۰۰ - ۱۰۰\frac{c}{m}\% \quad \text{یا} \quad \frac{۱۰۰(m-c)}{m}$$

m- درصد تئوری فلز موجود در کانی با ارزش است که همواره از c بیشتر است. به عبارتی دیگر، m، حداکثر عیار قابـل دستیابی بر اساس جرم اتمی است. بنابراین بازیابی گانگ در محصول کنسانتره برابر است با:

مقدار گانگ موجود در بار ورودی

$$۱۰۰ - ۱۰۰\frac{f}{m} = ۱۰۰\frac{(m-f)}{m}$$

$$R_m = \frac{\text{وزن فلز در کنسانتره}}{\text{وزن فلز در بار اولیه}} = \frac{\text{عیار فلز در کنسانتره} \times \text{وزن کنسانتره}}{\text{عیار فلز در بار اولیه} \times \text{وزن بار اولیه}}$$

$$R_m = \frac{\text{وزن کانی با ارزش در کنسانتره}}{\text{وزن کانی با ارزش در خوراک}} \times ۱۰۰$$

$$R_m = \frac{C}{\underbrace{F}_{۱ton}} \times \frac{c}{f} \times ۱۰۰ \Rightarrow C = \sqrt{}$$

$$\text{عیار گانگ در کنسانتره} = ۱۰۰ - \frac{c}{m} \times ۱۰۰ = \frac{۱۰۰(m-c)}{m}$$

$$\text{عیار گانگ در بار اولیه} = \frac{۱۰۰(m-f)}{m}$$

$$R_g = \frac{\text{وزن گانگ در کنسانتره}}{\text{وزن گانگ در بار اولیه}} = \frac{\text{عیار گانگ در کنسانتره} \times \text{وزن کنسانتره}}{\text{عیار گانگ در بار اولیه} \times \text{وزن بار اولیه}}$$

$$R_g = \frac{C}{F} \times \frac{\text{گانگ موجود در کنسانتره}}{\text{گانگ موجود در بار ورودی}}$$

$$R_g = ۱۰۰ \frac{C}{F} \frac{(m-c)}{(m-f)}$$

$$R_g = C \frac{۱۰۰(\frac{m-c}{m})}{۱۰۰\frac{(m-f)}{m}} \times ۱۰۰$$

$$R_g = ۱۰۰C \frac{m-c}{m-f}$$

$$\Rightarrow S.E. = R_m - R_g = ۱۰۰ \times \frac{Cc}{Ff} - ۱۰۰ \frac{C}{F} \frac{(m-c)}{(m-f)} = ۱۰۰ \frac{C.m(c-f)}{F.f(m-f)}$$

$F = ۱$: برای یک تن خوراک (بار اولیه)

$$S.E. = ۱۰۰C \frac{m(c-f)}{f(m-f)}$$

C، کسری از کل وزن بار اولیه است که به کنسانتره منتقل می‌شود.

در مقایسهٔ ترکیبات با عیار و بازیابی متفاوت، هر محصولی که به طور توأم دارای عیار و بازیابی بالاتری باشد، آن ترکیب بهتر است.

درصدی که از محاسبهٔ بازدهی اقتصادی به دست می‌آید، می‌گوید که از کل ارزش اقتصادی معدن یا کانسار، چند درصد آن را با توان موجود، توانستیم به دست آوریم.

در صورتی که مطالعات فرآوری یک کان‌سنگ منجر به معرفی دو روش با بازیابی و عیار متفاوت شود، برای انتخاب روش مناسبتر، عامل «کارآیی جدایش (S.E.)» پیشنهاد می‌شود.

وزن گانگ در باطله - وزن گانگ در خوراک = وزن گانگ در کنسانتره

وزن کانی با ارزش در باطله - وزن کانی با ارزش در خوراک = وزن کانی با ارزش در کنسانتره

S.E. برای کانسار دارای دو فلز با ارزش برابر میانگین .S.E هرکدام می‌باشد.

t- عیار ماده با ارزش در باطله

$\frac{Tt}{Ff}$ - بازیابی ماده با ارزش در باطله

برای مواد با عیار کمتر باید مقدار نمونه زیادتر باشد. هرچه ذرات بزرگتر باشند، مقدار نمونه باید بیشتر باشد.

مسأله:

کدام ترکیب، بازدهی جدایش (متالورژیکی) بالایی دارد؟

f=٪۱

c	m
٪۶۳	٪۶۲
٪۴۳	٪۷۲
٪۲۱	٪۷۸

جواب:

$$S.E. = \frac{۱۰۰ C m(c-f)}{f(m-f)}$$

$$R_m = ۱۰۰ C \frac{c}{f} \Rightarrow \begin{cases} C_۱ = ۹۸/۴۱ \times ۱۰^{-۴} \\ C_۲ = ۱/۶۷ \times ۱۰^{-۲} \\ C_۳ = ۳/۷۱۴ \times ۱۰^{-۲} \end{cases}$$

$$m = \frac{۱۱۹}{۱۱۹+۳۲} = \%۷۸/۸۰$$

$$S.E. \Rightarrow \begin{cases} S.E._۱ = \%۶۱/۸ \\ S.E._۲ = \%۷۱/۰۴ \\ S.E._۳ = \%۷۵/۲۳ \end{cases}$$

بنابراین ترکیب سوم بهترین بازدهی متالورژیکی را می‌دهد.

مسأله:

اگر هزینهٔ حمل و نقل کنسانتره به کارخانهٔ ذوب $۲۰\ \ell b/t$، ارزش قلع $۸۵۰۰\ \ell b/t$ و هزینه ذوب $۳۸۵\ \ell b/t$ باشد. بازدهی جدایش اقتصادی چقدر است؟

ارزش فلز قلع $= ۹۸/۴۱\times۱۰^{-۴}\times\frac{(۶۳-۱)}{۱۰۰}\times۸۵۰۰=۵۱/۸۶\ \ell b$

هزینهٔ حمل و نقل + هزینه ذوب $= ۹۸/۴۱\times۱۰^{-۴}\times(۲۰+۳۸۵)=۳/۹۸۷$

$NSR_۱ = ۵۱/۸۶-۳/۹۸۷=۴۷/۸۷\ \ell b$

$NSR_۲ = ۵۲/۷۹\ \ell b \Rightarrow$ از لحاظ اقتصادی برتر است.

ارزش اندوخته در بار اولیه: $۸۵۰۰\times۰/۰۱=۸۵\ \ell b$

$NSR_۳ = ۴۸/۱۰\ \ell b$

ایده آل NSR: $۱۰۰=۱۰۰C\times\frac{\%۷۸/۸}{\%۱}\rightarrow C=۱۲/۶۹\times۱۰^{-۳}$

ارزش فلز قلع $= ۱۲/۶۹\times۱۰^{-۳}\times\frac{(۷۸/۸-۱)}{۱۰۰}\times۸۵۰۰=۸۳/۹۱۸۹۷$

هزینه ذوب + هزینه حمل و نقل $= ۱۲/۶۹\times۱۰^{-۳}(۳۸۵+۲۰)=۵/۱۳۹۴۵$

ایده آل NSR $= ۷۸/۸ \Rightarrow E.E.=\frac{۵۲/۷۹}{۷۸/۸}=\%۶۷$

از کل ارزش اقتصادی معدن (کانسار)، ۶۷٪ آن را با توان موجود توانستیم به دست آوریم.

مسأله:

برای پر عیارسازی یک سنگ آهن از جداکنندهٔ مغناطیسی با شدت ۱۸۰۰ گوس (۰/۱۸ تسلا) استفاده می‌شود. اگر عیار آهن و سولفور در بار اولیه، محصول مغناطیسی و باطله به ترتیب ۵۵ و ۷۰ درصد، ۶۴ و ۷ درصد، ۴۰ و ۳۳ درصد باشد، میزان حذف (Reject) سولفور در این عملیات چقدر است؟

عیار (درصد) بخش	آهن	سولفور	سایر مواد همراه	جمع عیارها در هر بخش
بار اولیه	۵۵	۷۰		۱۰۰
محصول مغناطیسی	۶۴	۷		۱۰۰
باطله	۴۰	۳۳		۱۰۰

جواب:

منظور از میزان حذف سولفور این است که چه مقدار از سولفوری که در بار اولیه بوده در طی فرآیند جداسازی به باطلـه یـا بخش بی ارزش راه یافته است یا به عبارت دیگر، میزان حذف سولفور، « بازیابی سولفور در باطله» است که:

$$\text{بازیابی سولفور در باطله (میزان حذف سولفور)}: R = \frac{\text{عیار سولفور در باطله} \times \text{تناژ باطله}}{\text{عیار سولفور در خوراک} \times \text{تناژ خوراک}}$$

اما نکته دیگری که در این سؤال قابل توجه است این است که در هر بخش (مثلاً بخش خوراک)، مجمـوع عیارهـای مختلـف نباید از ۱۰۰ درصد یا یک تجاوز کند ولی همچنان که دیده می‌شود در بخش بار اولیه، مجموع عیار آهن و سـولفور بیـشتر از ۱۰۰ است که حداکثر می‌تواند ۱۰۰ باشد یعنی در صورتی که مجموع عیار آهن و سولفور ۱۰۰ باشد نتیجه می‌گیریم که مواد همراه دیگری، وجود ندارد. پس مسأله اشتباه است.

(مفهوم عیار، مقدار مادهٔ مورد نظر در کل مواد یک بخش می‌باشد.)

مقدار مجموع مواد تشکیل دهندهٔ بار اولیه (آهن، سولفور و سایر مواد همراه)، ۱۰۰ است.

۱-۱۷. محاسبات مربوط به پالپ‌های محتوی یک جامد و واسطهٔ سنگین

$$D = \frac{m_p}{V_p} = \frac{m_p}{V_w + V_s}$$

$$= \frac{m_P}{\frac{m_w}{W} + \frac{m_s}{S}} = \frac{m_p}{\frac{(1-x).m_p}{W} + \frac{x.m_p}{S}}$$

$$= \frac{1}{\frac{(1-x)}{W} + \frac{x}{S}} = \frac{SW}{S(1-x) + W.x}$$

$$\Rightarrow x = \frac{100S(D-W)}{D(S-W)}$$

$$(h)\ W = 1 \text{ زمان توقف} = \frac{V_p}{F}$$

$$x = \frac{m_s}{m_p} = \frac{m_s}{m_s + m_w} \times 100$$

$$m_s = x.m_p \ , \ m_w = (1-x).m_p$$

$$(d)\ \text{رقت (نسبت)} = \frac{m_w}{m_s} = \frac{1-x}{x} \Rightarrow x = \frac{1}{1+d}$$

m_w = نسبت رقت . m_s

$$x = \frac{M}{FD} \Rightarrow M = FD.x$$

(C_v) غلظت حجمی پالپ یا درصد حجمی پالپ $= \frac{V_s}{V_p} = x.\frac{D}{S}$

D- دانسیتهٔ پالپ یا چگالی واسطه سنگین (kg/m^3)

m_p - وزن پالپ (kg)

V_p - حجم پالپ یا حجم مخزن (m^3)

W - دانسیتهٔ آب $(1\ ton/m^3$ ، $1000\ kg/m^3$ ، $1\ gr/cm^3)$

m_w - وزن آب (kg) یا دبی جرمی‌آب (kg/h)

V_w - حجم آب (m^3)

S - دانسیتهٔ جامد (kg/m^3)

m_s - وزن جامد (kg) یا دبی جرمی جامد (kg/h)

V_s - حجم جامد (m^3)

M - دبی وزنی جامد خشک (kg/h)

F - دبی حجمی پالپ (m^3/h)

x - درصد وزنی جامد پالپ یا غلظت وزنی پالپ برحسب درصد (درصد جامد) یا درصد وزنی پالپ

FD - دبی وزنی پالپ (kg/h)

رطوبت: درصد وزنی آب موجود در یک نمونه نسبت به وزن کل نمونه

$$\text{رطوبت} = \frac{m_w}{m_t} \times 100$$

برای به دست آوردن ρ یا D دو مادهٔ معدنی مخلوط یا دو محلول مخلوط با جرم کل m و حجم کل V

$$\rho = \frac{m_1 + m_2}{V_1 + V_2} = \frac{\rho_1 V_1 + \rho_2 V_2}{V} = \frac{m}{\frac{m_1}{\rho_1} + \frac{m_2}{\rho_2}}$$

ρ_1 - جرم مخصوص محلول سنگین

ρ_2 - جرم مخصوص حلال

ρ یا D- جرم مخصوص واسطه سنگین

مجموع حجم کلیه اجزای تشکیل دهنده پالپ= حجم پالپ

$$V = V_1 + V_2 + V_3$$

مجموع وزن کلیه اجزای تشکیل دهنده پالپ= وزن پالپ

$$m_p = m_1 + m_2 + m_3$$

برای به دست آوردن جرم مخصوص نهایی پالپی که از اجزای مختلف تشکیل شده است معمولاً از قاعده کلی زیر استفاده می کنیم:

$$\rho = \frac{m}{v} \quad و \quad v = \frac{m}{\rho} \Rightarrow \rho = \frac{\sum m}{\sum v}$$

برای محاسبهٔ درصد وزنی جامد پالپ، نیاز به وزن جامد و وزن آب می‌باشد.

$$D = \frac{1+d}{\frac{1}{s}+d}$$

$$d = \frac{D-S}{S(W-D)}$$

$$M = FD.x$$

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

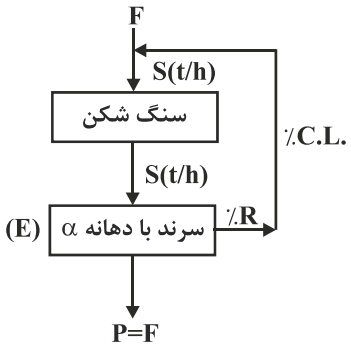
$$C_v = \frac{D-W}{S-W}$$

$$(m_1+m_2)x = m_1x_1 + m_2x_2 \leftarrow \begin{cases} (m_1+m_2) \text{ عیار مخلوط، } x \text{ ، با وزن} \\ m_1 \text{ وزن زون کم عیار } x_1 \text{ با عیار} \\ m_2 \text{ وزن زون پرعیار } x_2 \text{ با عیار} \end{cases}$$

$$\text{دبی حجمی پالپ: } Q = \frac{\text{(حجم ظرف)}}{\text{(زمان توقف ذرات در ظرف)}} = \frac{V}{t}$$

۱-۱۸. محاسبهٔ بار در گردش در مدارهای سنگ‌شکنی

الف) مدار مستقیم



E- کارآیی سرند در عبور مواد از سرند (٪)

R- مقدار تئوری ذرات درشت تر از چشمهٔ سرند در محصول سنگ‌شکن (٪) یا درصد ابعاد درشت‌تر از چشمهٔ سرند نسبت به تناژ کل مواد بر روی سرند یا به عبارتی نسبت به بار ورودی به سنگ شکن یا سرند (S) نه بار اولیه.

P- تناژ مواد ریزتر از چشمهٔ سرند که معادل وزن F است.

در صورتی‌که F ذکر نشده باشد، مقدار آن ۱۰۰٪ است.

$$S = \frac{F}{1 - \frac{R}{E}}$$

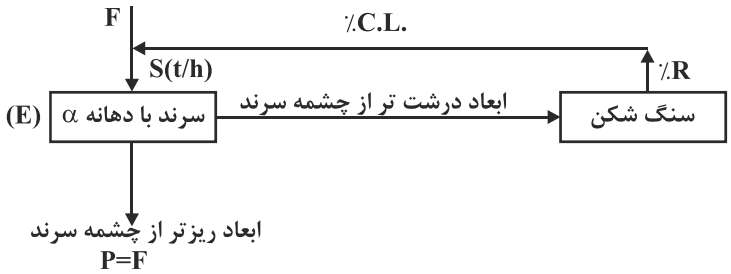
$\frac{t}{h}$ برحسب $(S-F)$ یا $\%C.L. = \frac{S-F}{F} \times 100$

S- مجموع باری که به سنگ شکن یا بر روی سرند وارد می‌شود $(\frac{t}{h})$

C.L.- بار در گردش (%)

f- مقدار تئوری ذرات درشت تر از چشمهٔ سرند در خوراک (%)

ب) مدار معکوس



برای این‌که خروجی مدار از لحاظ وزنی برابر ورودی مدار باشد (یعنی P=F) باید معادل مقدار وزنی $(\frac{F}{E})$، مواد ریزتر از چشمهٔ سرند بر روی سرند بریزد تا معادل وزن F از سرند خارج شود، از طرفی تمام این مقدار در بار اولیه موجود نمی‌باشد، و فقط معادل $F(1-f)(\frac{t}{h})$ در بار اولیه است. لذا مقداری از آن را باید سنگ شکن، تأمین کند و نهایتاً مجموع باری (S) که بر روی سرند بایستی ریخته شود برابر است با : $(F + C.L.)$

$$(t/h)\ C.L. = \frac{\frac{F}{E} - F(1-f)}{1-R}$$

$$(\%)C.L. = \frac{\frac{1}{E} - (1-f)}{1-R} \times 100$$

خلاصهٔ فصل

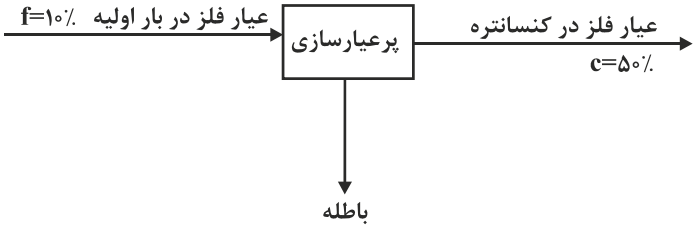
در این فصل، محاسبات مربوط به موازنهٔ جرم در سیستم‌ها و مدارهای رایج فرآوری مواد معدنی اعم از مدارهای سری و موازی و مدارهای دو یا چند محصولی، هم‌چنین محاسبات مربوط به بازیابی و بازدهی، ارزش نهفته یا اندوخته، بار در گردش در مدارهای سنگ‌شکنی بیان شده است. مثال‌ها و مسائل موردی طوری انتخاب شده‌اند که یک دید کامل به خواننده داده و در حل مسائل دیگر بتواند الگوی کار قرار گیرد. سعی شده است که به جای تفسیر و توضیح بیش‌تر، از فرمول‌ها و روابط موجود در هر موضوع کمک گرفته شود تا خواننده بیش‌تر وارد مباحث محاسباتی گردد.

مطالب این فصل به‌صورت انتخابی، خیلی خلاصه و فشرده، برگرفته از منابع معرفی شده می‌باشد. برای بهره‌گیری بیش‌تر و عمیق‌تر در موضوعات این فصل، توصیه می‌شود که از منابع مذکور استفاده شود.

منابع: کتاب موازنهٔ جرم در سیستمهای فرآوری مواد معدنی، تألیف دکتر صمد بنیسی و مهندس محمد رضا یارمحمدی، کتاب کانه‌آرایی، جلد اول، تألیف دکتر حسین نعمت‌اللهی و کتاب مسایل کاربردی فرآوری مواد معدنی، تألیف دکتر صمد بنیسی.

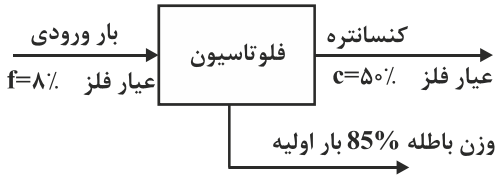
تست‌های آخر فصل

۱- بازیابی وزنی در مدار زیر در حالی‌که وزن باطله ۸۵٪ وزن بار اولیّه می‌باشد برابر است با: (استخراج معدن ۱۳۷۳)



۱) ٪۷۵ ۲) ٪۸۵ ۳) ٪۹۵ ۴) ٪۹۰

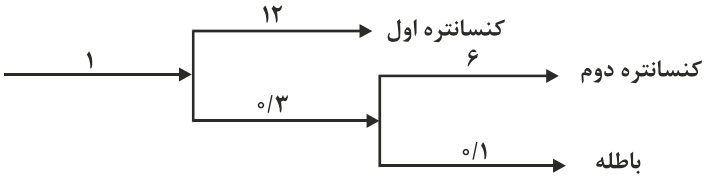
۲- بازیابی روی در مدار زیر چند درصد است؟ (استخراج معدن ۱۳۷۵)



۱) ٪ ۹۵/۷۵ ۲) ٪۹۱/۵۷

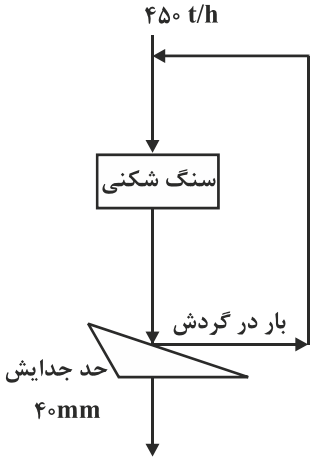
۳) ٪۹۳/۷۵ ۴) ٪۹۲/۵

۳- در مدار پرعیارکنی به روش ثقلی دو کنسانتره و یک باطله به‌دست می‌آید. خوراک ورودی مدار ۱۰ تن بر ساعت با عیار ۱٪ می‌باشد. اگر اعداد روی هر جریان درصد فلز را نشان دهد بازیابی مدار را محاسبه کنید. (استخراج معدن ۱۳۷۶)



۱) ٪۹۵/۸ ۲) ٪۹۲/۴ ۳) ٪۹۰/۹ ۴) ٪۸۸/۳

۴- با توجه به فلوشیت زیر، چنان‌چه کارآیی سرند ۸۵ درصد و مواد عبور کرده از سرند، ۴۰ درصد بار ورودی باشد، میزان تناژ کل موادّی که بر روی سرند مذکور می‌ریزد را محاسبه کنید. (فرآوری مواد معدنی ۱۳۷۸)



۱) ۱۵۳۰ تن در ساعت
۲) ۱۰۸۰ تن در ساعت
۳) ۴۵۰ تن در ساعت
۴) ۱۷۳۰ تن در ساعت

پاسخ تست‌های آخر فصل

۱- گزینهٔ «۱»

$$T = ۰/۸۵F$$

$$C = ۰/۱۵F$$

$$R = \frac{Cc}{Ff} \times ۱۰۰ = \frac{۰/۱۵F \times ۵۰}{F \times ۱۰} \times ۱۰۰ = ۷۵\%$$

۲- گزینهٔ «۳»

$$f = ۸\% \ , c = ۵۰\%$$

$$T = ۰/۸۵F \Rightarrow C = ۰/۱۵F$$

$$R = \frac{Cc}{Ff} \times ۱۰۰ = \frac{۰/۱۵F \times ۵۰}{F \times ۸} \times ۱۰۰ = ۹۳/۷۵\%$$

۳- گزینهٔ «۳»

بازیابی این مدارها (مدارهای موازی) به صورت زیر به‌دست می‌آید.

$$\text{کل } R = R_۱ + (۱ - R_۱)R_۲$$

$(۱-R_۱)$ در حقیقت مقداری از مواد با ارزش است که به مدار دوم راه یافته است، و فقط باید به این نکته دقت داشت که $(۱-R_۱)$ را باید به صورت اعشاری در فرمول جایگزین کرد.

$$R_۱ = \frac{(f-t)c}{(c-t)f} \times ۱۰۰ = \frac{۰/۷ \times ۱۲}{۱۱/۷ \times ۱} = ۷۱/۷۹\%$$

$$(۱ - R_۱) = ۱ - ۰/۷۱۷۹ = ۰/۲۸۲۱$$

$$R_۲ = \frac{۰/۲ \times ۶}{۵/۹ \times ۰/۳} \times ۱۰۰ = ۶۷/۷۹\%$$

$$\text{کل } R = ۷۱/۷۹ + ۰/۲۸۲۱ \times ۶۷/۷۹ = ۹۰/۹\%$$

یا این که از ابتدا همهٔ نتایج را به صورت اعشاری بنویسیم.

$$\text{کل } R = ۰/۷۱۷۹ + ۰/۲۸۲۱ \times ۰/۶۷۷۹ = ۰/۹۰۹$$

در مدارهای موازی، باطلهٔ هر مرحله، خوراک مرحلهٔ بعدی است.

۴- گزینهٔ «۱»

$$\text{درصد بار در گردش} = \frac{۱}{\frac{E}{P}-۱}$$

E– بازدهی جدایش

P– درصد موادی که بر روی سرند باقی می‌مانند.

$$\text{درصد بار در گردش} = \frac{۱}{\frac{۸۵}{۶۰}-۱} = ۲/۴۰$$

$$\text{تناژ بار در گردش} = ۲/۴۰ \times ۴۵۰ = ۱۰۸۰ t/h$$

تناژ بار در گردش + تناژ بار اولیه = میزان تناژ کل موادی که بر روی سرند می‌ریزد. $= ۱۰۸۰ + ۴۵۰ = ۱۵۳۰ t/h$

یعنی: $(F+U)\times ۰/۶۰ = U \times ۰/۸۵$

فصل دوم

پرعیارسازی ثقلی

فصل دوم

پرعیارسازی ثقلی

۲-۱. مقدمه

یکی از قدیمی‌ترین و متداول‌ترین روش‌های فرآوری مواد معدنی، پرعیارسازی به روش ثقلی است. درحال‌حاضر هیچ روشی چه به عنوان روش اولیه و چه نهایی برای پرعیارسازی کانی‌هایی مانند کاسیتریت، کرومیت، باریت، فلورین، الماس، طلاهای آبرفتی و یا پلاسری و کلیه کانی‌های فلزی که بافتی درشت دانه دارند و نیز ماسه‌های ساحلی و حتی زغال‌سنگ قابل مقایسه با روش ثقلی نیست.

علاوه بر موارد یاد شده، ولفرامیت، شیلیت، تنتالیت، سلستین و بسیاری دیگر نیز از جمله موادی هستند که در فلوشیت جدایش آن‌ها بخش ثقلی، جایگاه مخصوص به خود را دارد.

آرایش بسیاری از زغال‌سنگ‌ها در دنیا با دو روش جیگ و واسطه سنگین انجام می‌گیرد و هیچ روشی در محدودهٔ دانه‌بندی‌ای که این دو دستگاه کار می‌کنند قادر به آرایش زغال‌سنگ نیست.

در مورد ذخایر قلع نیز، علی‌رغم تکامل و گسترش فلوتاسیون کاسیتریت، هنوز حجم بسیار زیادی از رسوبات آبرفتی با عیار ۰/۰۱ درصد قلع که ارزش اندوختهٔ بسیار پایینی نیز دارند، تنها روش اقتصادی، روش ثقلی است.

در مورد جداکننده‌های ثقلی، با بزرگ‌تر شدن اندازه ذرات ورودی، تأثیر چگالی در جدایش بیش‌تر می‌شود. هرچه ابعاد ذرات ورودی به این نوع جداکننده وسیع‌تر باشد، کارآیی جدایش بالاتر است. معمولاً اندازه ذراتی که با این روش فرآوری می‌شوند، نسبتاً درشت است. از عوامل عمده در سرعت ته‌نشینی ذرات در این دستگاه‌ها چگالی است و شکل و اندازه ذرات در درجه دوم قرار دارد.

روش‌های آرایش ثقلی برای کانی‌های آندالوزیت، زیرکن، زغال‌سنگ، الماس، ماسه‌سنگ، اکسیدهای فلزی، کانی‌های صنعتی و فلزات قیمتی، کانه‌های آهن و تنگستن و قلع کاربرد دارد.

در مورد کانی‌هایی که درجهٔ آزادی آن‌ها در ابعادی بزرگ‌تر (درشت‌تر) از حد قابل استفاده (قابل قبول) در فلوتاسیون (حدود ۲۵۰ میکرون) به میزان مناسبی برسد، در صورت وجود اختلاف جرم مخصوص لازم، مناسب‌ترین روش جدایش، روش‌های ثقلی است.

در روش‌های ثقلی، ابعاد ذرات باید در محدودهٔ نیوتن باشد.

محصول روش‌های ثقلی عمدتاً به عنوان محصول نهایی کنسانتره محسوب نمی‌شود بلکه بیش‌تر به عنوان پیش کنسانتره به‌کار می‌روند.

در بیش‌تر روش‌های ثقلی معمولاً دانه‌های کوچک‌تر از ۱۰۰μ را از بار اولیه جدا کرده، همراه باطله خارج می‌کنند.

چگالی پالپ در طول مسیر را می‌توان توسط مخروط‌های ته‌نشینی خاص کنترل کرد.

- امروزه با پیشرفت‌هایی که در روش‌های ثقلی پدید آمده است، می‌توان در مورد بعضی از مواد معدنی و در شرایطی خاص ذراتی با ابعاد کوچک‌تر از ۱۰۰ میکرون را نیز با این روش‌ها پرعیار کرد که با روش فلوتاسیون که روشی گران، آلوده‌کننده و نسبتاً پیچیده است برابری می‌کند.

با دست‌یابی به روش‌های جدید ثقلی، امکان آرایش کانه‌هایی در ابعاد ۵۰-۱۰ میکرون به‌دست آمده است.

۲-۲. مزایای پرعیارسازی به روش ثقلی

- هزینه‌های کم نصب به ازای هر تن از مواد معدنی نسبت به روش فلوتاسیون در شرایطی مشابه
- هزینه‌های کم انرژی لازم در مراحل نصب (بسته به نوع کارخانه و مواد معدنی)
- ساده بودن فرآیند به شرط آن‌که طراحی خوب انجام گرفته باشد، ظرفیت و کارآیی بالا
- ساده بودن مرحله خشک کردن کنسانتره و باطله با کم‌ترین هزینه موجود
- به‌طور کلی روش‌های پرعیارسازی ثقلی، روش‌هایی ارزان قیمت و با ظرفیت زیاداند ولی هزینه‌های مربوط به آب و پمپاژ آزاد پالپ ممکن است ۵۰ درصد هزینه‌های عملیاتی را به خود اختصاص دهد.

۲-۳. علل و اهداف به‌کارگیری روش‌های ثقلی در فرآوری مواد معدنی

- برای کانی‌هایی با عیار بالا مانند کان‌سنگ‌های آهن، منگنز، باریت، کرومیت و موادی با ضریب پرعیارسازی پایین
- در مورد کانی‌هایی که آزاد شدن ذرات آن‌ها در ابعاد درشت امکان‌پذیر است.
- برای مواد معدنی که با روش‌های دیگر نظیر فلوتاسیون و جدایش مغناطیسی به‌خصوص شدت پایین قابل پرعیارسازی نباشند، مانند موادی با بافت درشت و جرم مخصوص زیاد
- موادی با حجم بسیار زیاد و عیار پایین
- برای رسوبات برجا و رسوبات پلاسری به‌خصوص رسوبات کم عیار طلا
- به عنوان روشی پیش تغلیظ و یا پرعیارسازی اولیه به منظور آرایش اولیه ذرات درشت. با این روش بیش از ۳۰-۲۰٪ بار اولیه به عنوان باطله از محیط عمل خارج می‌شود (جیگ و واسطه سنگین).
- به عنوان روش پرعیارسازی نهایی برای موادی مانند زغال‌سنگ، باریت، کرومیت، فلورین و ...
- برای پرعیارسازی مواد معدنی در نقاط دور افتاده
- برای پرعیارسازی مواد معدنی با کم‌ترین هزینه موجود
- برای آرایش اولیه ذرات نسبتاً ریز، در چنین عملیاتی ۸۰-۶۰ درصد بار اولیه به عنوان باطله نهایی جدا می‌شود (مخروط ریچارد، اسپیرال، واسطه سنگین نوع گریز از مرکز و جیگ)
- جدایش کانی‌های درشت و سنگین از مدار آسیای اولیه به منظور نرم نشدن بیش از حد و جلوگیری از خردایش بیش از حد کانی‌های ترد و شکننده و سنگین (جیگ، اسپیرال و ...).
- حذف مواد فلزی از کان‌سنگ‌های طلا قبل از عملیات سیانوراسیون
- جدایش اکسیدهای سنگین در ابعاد mm ۱-۰/۰۴ به کمک میزهای لرزان و استفاده از میزهای نرمه برای ابعاد mm ۰/۱-۰/۰۰۵ به منظور تولید کنسانتره‌ای مناسب.
- به منظور پرعیارسازی اولیه کانی‌های سنگین از باطله به کمک میزهای لرزان و میزهای نرمه
- به منظور جدایش کانی‌های سولفیدی و اکسید شده قبل از عملیات فلوتاسیون

- برای کانی‌هایی با جرم مخصوص بسیار زیاد (گالن $7/5\ gr/cm^3$) تا موادی با جرم مخصوص بسیار پایین (زغال‌سنگ $1/3\ gr/cm^3$) و در بعضی مواقع برای ابعادی کوچک‌تر از ۵۰ میکرون
- برای بازیابی کانی‌های سنگین از باطله‌های فلوتاسیون
- سهولت خشک کردن ذرات درشت به دلیل سطح خارجی کم

۲-۴. نسبت چگالی مؤثر یا معیار پرعیارسازی با روش‌های ثقلی

تاگارت در مورد قابلیت کاربرد روش‌های ثقلی رابطهٔ زیر را ارائه کرده است که به کمک آن می‌توان معیاری برای سنجش کیفیت پرعیارسازی یا جدایش ممکن با روش‌های ثقلی (Concentration Criterion) به‌دست آورد.

این نسبت به نام‌های «نسبت چگالی مؤثر»، «معیار پرعیارسازی» یا «ضریب پرعیارسازی» نامیده می‌شود. این نسبت برابر است با:

$$C.C. = \frac{\sigma_h - \sigma_f}{\sigma_l - \sigma_f} = \frac{d_l}{d_h}$$

C.C.: معیار پرعیارسازی

σ_h: جرم مخصوص کانی سنگین

σ_f: جرم مخصوص سیال

σ_l: جرم مخصوص کانی سبک

d_l - قطر بزرگ‌ترین ذرهٔ کانی سبک

d_h - قطر کوچک‌ترین ذرهٔ کانی سنگین

با افزایش مقادیر σ_f یا $(\sigma_h - \sigma_l)$، C.C. افزایش می‌یابد.

معیار پرعیارسازی بین دو ذره با افزایش σ_f و یا اختلاف بین جرم مخصوص دو ذره $(\sigma_h - \sigma_l)$، افزایش می‌یابد. به عبارت دیگر چنان‌چه σ_l معادل و یا بزرگ‌تر از σ_f در نظر گرفته شود، شرایط جدایش به روش واسطه سنگین حکم‌فرما خواهد بود و در چنین شرایطی، معیار پرعیارسازی بسیار بزرگ خواهد بود. علاوه بر این، ذرات به‌طور ایده‌آل باید از یک کانی تشکیل شده و به درجهٔ آزادی کامل رسیده باشند.

بنابراین چنان‌چه جرم مخصوص نسبی سیال را یک فرض کنیم، رابطهٔ فوق نسبت سقوط آزاد در محدودهٔ نیوتن را نشان می‌دهد و چنان‌چه سیال، آب خالص نباشد، نسبت سقوط با مانع ظاهر خواهد شد.

بدیهی است چنان‌چه توان $(\frac{1}{2})$ را برای معادلهٔ فوق در نظر بگیریم، شرایط استوکس حاکم خواهد شد و چنان‌چه تغییر شکل ذرات نیز مطرح شود معیار پرعیارسازی را باید در فاکتور نسبت شکل ضرب کرد. فاکتور نسبت شکل به عنوان حاصل تقسیم فاکتور سقوط شکل و نسبت سرعت‌های حد دو ذره از یک کانی مشابه است که ابعاد مشابه ولی شکل متفاوتی دارند. چنان‌چه فاکتور شکل ذره در نظر گرفته نشود شاید نتوان جدایش مطلوبی را انجام داد.

شرایط مناسب برای جدایش ثقلی دو کانی این است که نسبت چگالی مؤثر آن‌ها از ۱/۲۵ بیش‌تر باشد.

در روش‌های پرعیارسازی ثقلی ابعاد ذرات باید در محدودهٔ نیوتن باشد و ذراتی که ابعـاد آن‌هـا در محـدودهٔ اسـتوکس باشد برای این روش‌ها مناسب نیستند.

۲-۴-۱. شرایط جدایش ثقلی دو کانی با توجه به ابعاد ذرات نسبت به معیار پرعیارسازی (معیار جدایش) و یا به عبارتی دیگر دامنهٔ ابعادی کاربرد روش‌های ثقلی با محاسبهٔ C.C.

اگر $C.C. \geq ۲/۵$ آنگاه دانه‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از ۲۰۰ مش (۷۵ میکرون) را می‌توان بـا روش‌هـای سـاده ثقلـی آرایـش داد. جدایش حتی برای ذرات ریزتر از ۷۵ میکرون امکان‌پذیر است.

اگر $۱/۷۵ \leq C.C. < ۲/۵$ آنگاه جدایش فقط برای ذرات بزرگ‌تر از ۱۰۰ مش (۱۵۰ میکرون) امکان‌پذیر است.

اگر $۱/۵ \leq C.C. < ۱/۷۵$ آنگاه جدایش فقط برای ذرات با ابعـاد بـزرگ‌تـر از ۱۰ مـش (۱۷۰ میکـرون) و بـه سـختی امکان‌پذیر است.

اگر $۱/۲۵ \leq C.C. < ۱/۵$ آنگاه دانه‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر از $\frac{۱}{۴}$ اینچ (۶۰۰ میکرون)، با استفاده از روش‌هـای دقیـق ثقلـی (ولی به سختی)، قابل آرایش هستند.

اگر $C.C. < ۱/۲۵$ آنگاه آرایش ثقلی مواد (به جز موارد خاص)، با روش‌های معمولی ثقلی، به‌طور اقتـصادی امکـان‌پـذیر نیست ولی با روش واسطه سنگین امکان‌پذیر است.

ملاحظه می‌شود که هرچه C.C. بزرگ‌تر باشد کارآیی روش ثقلی بیش‌تر است.

در مورد ابعاد ذرات نیز باید ابعاد به گونه‌ای باشد که حرکت ذرات بر مبنای قانون نیـوتن باشـد (بـزرگ‌تـر از ۵mm)، از این‌رو با کاهش ابعاد و ورود به قانون استوکس کارآیی کاهش می‌یابد.

۲-۵. حدود ابعاد مناسب برای روش‌ها و جداکننده‌های رایج ثقلی

کاربرد در کان‌سنگ‌های فلزی (M)
کاربرد در کانی‌های صنعتی (I)
کاربرد در زغال‌سنگ (C)
کاربرد در رسوبات آبرفتی (A)

۱- روش خشک

میز هوایی $۱۰۰\mu - ۶۰۰\mu$

جیگ هوایی $۳۰۰\mu - > ۵mm$

۲- روش تر

جیگ [ظرفیت تا $۸۰۰\frac{t}{h}$] با ظرفیت بسیار زیاد و ارزان‌تر از روش واسطه سنگین

ظرفیت جیگ بیش‌تر از میز و دانه‌بندی میز ریزتر از جیگ است.	۱۰۰μ – ۲۵۰mm	(MICA)
میز لرزان (میز) (۱۰۰μ – ۱/۵mm)	۱۰۰μ – ۳mm	(MIC)
ناوها (ناو شستشو) [تا $۵۰۰\frac{t}{h}$]	۲۵۰μ – ۲۵mm	(A)
مخروط‌ها (مخروط ریچارد ۶۰۰μ – ۱۰۰μ) [$۶۰ – ۷۰\frac{t}{h}$]	۵۰μ – ۳mm	(MIA)
اسپیرال‌ها (مارپیچ همفری) [$۱ – ۱۲\frac{t}{h}$]	۵۰μ – ۳mm	(MIC)
سرندتر	۵۰μ – ۳mm	—
میز نرمه بارتلی (میز بارتلی)	۱۰μ – ۱۰۰μ	(MI)
میز نرمه (میز نرمه بارتلی ـ موزلی)	۵μ – ۱۰۰μ	(M)
جداکننده نواری بارتلی (نوار بارتلی Bartles Crossbelt)	۵μ – ۱۰۰μ	(M)
استوانهٔ چرخشی (جداکنندهٔ استوانه‌ای لرزان) (مولتی‌گراویتی MGS)	۵μ – ۱۰۰μ	(M)
میز باکمن	۱۵μ – ۷۴μ	بازیابی فلزات خالص و مواد کم‌عیار
سانتریفوژ	۲μ – ۵۰μ	(MA)
جداکننده دوبلکس	۲۰μ – ۱۰۰μ	(M)
۳- روش واسطه سنگین (HMS) [تا $۵۰۰\frac{t}{h}$]	۵۰۰μ – ۲۵۰mm	
نوع استاتیکی (ثقلی) [تا $۵۰۰\frac{t}{h}$]	۱/۵mm – ۲۵۰mm	(MIC)
نوع دینامیکی (گریز از مرکز) [تا $۲۵۰\frac{t}{h}$]	۵۰۰μ – ۱۰۰mm	(MIC)

توجه: ظرفیت بقیه به‌طور متوسط 5t/h است.

۲-۶. مکانیزم جدایش مواد معدنی در روش‌های پرعیارسازی ثقلی

- به‌طور کلی مکانیزم جدایش مواد معدنی در روش‌های پرعیارسازی ثقلی را می‌توان با توجه به نوع دستگاه به سه گروه زیر تفکیک نمود:

الف) دستگاه‌هایی که بر اساس حرکت قائم ذرات و یا لایه‌بندی ذرات استوارند، مانند جیگ

ب) دستگاه‌هایی که بر اساس حرکت ذرات در سطوح شیب‌دار و یا جریان‌های لایه نازک آب و یا جریان‌های لایه‌ای آب استوارند، مانند میزها، ناوها، اسپیرال‌ها و مخروط‌ها

ج) دستگاه‌هایی که بر اساس حرکت ذرات در سیالی کاذب با جرم مخصوصی در حد واسط جرم مخصوص کانی سنگین و سبک استوارند، مانند جداکننده‌های واسطه سنگین از نوع ثقلی (جداکننده مخروطی، استوانه‌ای و ...) و یا از نوع گریز از مرکز (دیناویرپول، سیکلون واسطه سنگین (H.M.S. Cyclone)، تری‌فلو، لارکادِم و وُرسیل)

۲-۶-۱. مکانیزم جدایش در دستگاه‌های گروه الف

چنان‌چه از نظر تئوری بتوان زمان سقوط ذرات با جرم مخصوص‌های مختلف را آنقدر کوتاه نمود تا تمامی طول طی شده فقط تحت تأثیر شتاب اولیه ذرات صورت گیرد و دیگر ته‌نشینی به سرعت حد و ابعاد ذرات وابسته نباشد، می‌توان به جدایش ایده‌آلی دست یافت. بدیهی است که در زمان‌های طولانی ذره به سرعت حد رسیده و پارامتر شکل و ابعاد ذره نیز در حرکت آن مؤثر خواهد بود و در چنین شرایطی می‌توان درشت‌ترین کانی سنگین را از ریزترین کانی سبک جدا نمود.

به‌طور کلی در این نوع دستگاه‌ها کنترل لایه‌بندی توسط ۴ مکانیزم صورت می‌گیرد:

۱- شتاب دیفرانسیلی در شروع سقوط ذره

۲- سقوط با مانع

۳- شرایط حداقل سطح انرژی پتانسیل

۴- چکیده شدن ذرات

۲-۶-۲. مکانیزم جدایش در دستگاه‌های گروه ب

طبقه‌بندی ذرات یک کانی مشخص از نظر ابعاد یا ذراتی با ابعاد مشابه با جرم مخصوص‌های متفاوت یا جدایش ذراتی با ابعاد و جرم مخصوص مشابه که از نظر شکل متفاوتند.

میزها، مخروط‌ها، اسپیرال‌ها (مارپیچ‌ها)، ناوها و نوارها (Vanners) که بسته به نوع دستگاه و نوع ماده معدنی می‌توان از آن‌ها به عنوان دستگاه‌های پرعیارسازی اولیه و نهایی برای دانه‌بندی‌های نسبتاً متوسط و ریز استفاده کرد.

۲-۶-۳. مکانیزم جدایش در دستگاه‌های گروه ج

در جداکننده‌های گریز از مرکز، نیروهای اعمالی بیش‌تر از نیروی ثقل است و شاید تا ۲۰ برابر نیز برسد. در این نوع دستگاه‌ها از پودر مواد معدنی (منیتیت، فروسیلیسیم و ...) به عنوان واسطه سنگین استفاده می‌شود و پایداری آن از پارامترهای بحرانی جدایش است.

دستگاه‌های مورد استفاده در این گروه شامل: جداکننده‌های ثقلی (استوانه‌ای، مخروطی و ...) و نوع گریز از مرکز (سیکلون، دیناویرپول، ورسیل، لارکادِم، تری‌فلو و ...) است.

۲-۷. نکاتی در مورد روش‌ها و دستگاه‌های جدایش ثقلی

- روش‌های ثقلی به دلیل سادگی و کارآیی آن به خصوص برای آرایش ذرات درشت دانه، هنوز هم در پرعیارسازی نهایی مواد معدنی (مانند زغال‌سنگ، باریت، ولفرامیت و ...) (به روش جیگ و واسطه سنگین) و پرعیارسازی اولیه (مانند کان‌سنگ‌های سرب و روی) (به روش واسطه سنگین) به عنوان روشی برتر به‌کار برده می‌شود.
- از جداکننده‌های ثقلی می‌توان به منظور اهداف مختلفی استفاده کرد، از آن جمله می‌توان به نوع رافر- رمق‌گیر، رافر - شستشو (کلینر) و یا ترکیبی از دو نوع یاد شده اشاره کرد (دستگاه پرعیارکنندهٔ اولیه، رافر نامیده می‌شود).

در جیگ امکان تولید محصول حد واسط بسیار زیاد است و ممکن است جزو جداکننده‌های رافر- رمق‌گیر، رافر و یا رمق‌گیر نیز محسوب شود.

- اکثر جداکننده‌های جدید با ظرفیت زیاد مانند مخروط ریچارد، ناوها و یا میز نرمه بارتلی را می‌توان به عنوان رافر و یا رمق‌گیر و یا رافر- رمق‌گیر استفاده کرد. از مارپیچ‌ها نیز نه تنها به عنوان مرحله رافر- رمق‌گیر، بلکه به عنوان مرحله نهایی (شستشو) می‌توان استفاده کرد. از میز لرزان و جداکننده نواری می‌توان به عنوان مرحله رافر- شستشو استفاده کرد.
- به استثنای چند جداکننده مانند میز نرمه، نوار بارتلی، استوانه چرخشی (Multi Gravtiy Separator) و ...، کلیه جداکننده‌های ثقلی برای پرعیارسازی ذرات درشت قابل کاربرد می‌باشند. بنابراین با روش‌های ثقلی می‌توان ذراتی با ابعاد ۵۰۰۰۰۰-۶ میکرون را با بازدهی قابل قبول پرعیار نمود.
- از جداکننده‌های با ظرفیت بسیار زیاد می‌توان به نوع واسطه سنگین (مانند استوانه‌ای و یا مخروطی) و جیگ اشاره کرد که ظرفیت آن‌ها بین $۵۰۰-۳۰۰ \frac{t}{h}$ به ازای هر واحد جداکننده است.
- از لحاظ هزینه‌های سرمایه‌گذاری، روش جیگ ارزان‌تر از روش واسطه سنگین است ولی اسپیرال‌های تک واحدی گران‌تر از مخروط ریچارد و دستگاه‌های پرعیارسازی نهایی مانند استوانه چرخشی، میز نرمه و میز دوبلکس، گران‌تر از ناوها و مخروط‌ها می‌باشند.
- طی مرحله آماده‌سازی مواد، ممکن است طبقه‌بندی مواد به کمک سرندها برای قطعاتی درشت تا حد ۲۰۰mm و برای ذرات ریز به کمک کلاسیفایرها تا حد ۱۰ میکرون نیز برسد.
- درصد جامد مناسب در دستگاه‌هایی چون مخروط ریچارد، میز لرزان و میز نرمه بارتلی به ترتیب معادل ۷۰- ۵۵، ۳۵-۲۰ و ۱۵-۵ درصد است و یکی از مهم‌ترین پارامترهای جدایش را در این نوع دستگاه‌ها تشکیل می‌دهد.
- در مورد مخروط ریچارد باید درصد جامد در بار ورودی به مخروط ۷۰-۵۵ و در مورد مارپیچ همفری بین ۵۵-۱۵ باشد.

۲-۸. تعیین درجهٔ آزادی (کانی‌های با ارزش و گانگ)

- اولین مسألهٔ مهم در امر طراحی، تعیین درجه آزادی (کانی‌های با ارزش و گانگ) از دیدگاه اقتصادی است که معمولاً با دو روش، یکی استفاده از محلول‌های سنگین که روشی نسبتاً دقیق و زمان‌بر است و دیگری آزمایشات مقیاس پایه (Bench Scale) که برای کان‌سنگ‌های پیچیده و مشکل توصیه می‌شود، انجام می‌شود.

الف) یکی از مهم‌ترین و اساسی‌ترین روش‌های تعیین درجه آزادی، غرق و شناورسازی مرحله‌ای و یا شکل تک مرحله‌ای آن است. معمولاً از تترابروموتان (T.B.E.) با جرم مخصوص نسبی ۲/۹۵ و محلول‌های مشابه یا از محلول کلرسی (Clericic Solution) با جرم مخصوص نسبی ۴/۲ (در دمای اتاق) و ۵/۲ در دمای ۹۵°C می‌توان استفاده کرد (به‌جز زغال‌سنگ که به روش‌های ثقلی پرعیار می‌شود).

- نمونه مورد آزمایش را تا حد ۵mm خرد می‌کنند و پس از تجزیه سرندی، هر بخش و یا فراکسیون را می‌توان به کمک محلول‌های سنگین به دو بخش غرق و شناور تفکیک کرد.

بخشی از مواد که اختلاف چگالی آن‌ها با چگالی جدایش کم‌تر از $۵-۱۰\frac{kg}{m^۳}$ است مواد با چگالی نزدیک به حد جدایش نامیده می‌شوند.

انتخاب نوع دستگاه ثقلی بر اساس میزان مواد با جرم مخصوص نزدیک به حد جدایش به شرح جدول زیر است:

میزان درصد مواد با جرم مخصوص نزدیک به حد جدایش (±۰/۰۱)	روش‌های پرعیارسازی ثقلی مناسب	نوع دستگاه ثقلی
۰-۷	تقریباً اکثر روش‌های ثقلی	ناو، جیگ، مخروط و ...
۷-۱۰	روش‌های تقریباً مؤثر	مخروط‌ها
۱۰-۱۵	روش‌های مؤثر	میز لرزان، مارپیچ، واسطه سنگین و ...
۱۵-۲۵	روش‌های بسیار مؤثر	واسطه سنگین
>۲۵	با کنترل بسیار دقیق	واسطه سنگین

میز موزلی از جمله وسایلی است که در این مرحله کاربرد وسیعی دارد و به عنوان دستگاه استاندارد پرعیارسازی ثقلی در مقیاس پایه مطرح است.

معمولاً مدل‌های مسطح و V شکل را به ترتیب برای دانه‌بندی ۱۰۰-۱۰ میکرون و ۲۰۰-۱۰۰ میکرون برای نمونه‌هایی به وزن ۱۰۰-۵۰ گرم (زاویه میز در حدود ۱۶۵ درجه است) به‌کار می‌رود.

روش موزلی بسیار سریع است (۵-۲ دقیقه) و به کمک آن می‌توان تعداد زیادی نمونه را در مدت زمان کوتاهی آزمایش کرد.

- میزهای آزمایشگاهی برای موادی با ابعاد زیر ۷۵ میکرون مناسب نیستند.
- از مخروط ریچارد و اسپیرال به دلیل ظرفیت زیاد و از جیگ‌ها و ناوها نیز می‌توان در عملیات نیمه صنعتی استفاده کرد.
- حداقل نمونه لازم برای مخروط ۵ تن و برای اسپیرال ۱ تن است.

کم‌ترین ظرفیت عملیاتی مخروط $۵۰\frac{t}{h}$ است و برای کم‌تر از این حد بهتر است از ۲ اسپیرال استفاده شود.

ب) آزمایش در مقیاس پایه به عنوان روشی مستقل و یا مکمل آزمایشات محلول سنگین بر روی نمونه‌ای (زیر ۳۲۵-۱۰ مش بر اساس ابعاد کانی‌های مورد نظر) به وزن چند گرم به منظور تأیید درجه آزادی و یا غرق و شناورسازی (HLA) انجام می‌شود.

۲-۹. نکات قابل توجه در طراحی کارخانه‌های ثقلی

- خردایش مرحله‌ای ماده معدنی تا ابعاد ۱۰۰ درصد زیر ۶mm به منظور کاهش خردایش بیش از حد در آسیاهای اولیه (قبل از عملیات آسیا).
- برای افزایش ظرفیت و بازدهی و کاهش نرمه و جلوگیری از نرم شدن بیش از حد مواد، مداری طراحی شود که طی آن ابتدا مواد به وسیله آسیای میله‌ای (به دلیل خردایش انتخابی و تولید نرمه کم‌تر) در مدار باز و سپس در آسیای

گلوله‌ای با مدار بسته نرم شوند. استفاده از آسیاهای ارتعاشی به جای آسیاهای گلوله‌ای به منظور کنترل ذرات حد واسط نیز توصیه می‌شود.

- برای تهیهٔ بار اولیه میز بارتلی- موزلی بهترین روش، استفاده از کلاسیفایر هیدرولیکی با مکانیزم سقوط آزاد است، درصورتی‌که برای تهیه بار اولیه دستگاه‌هایی مانند جیگ، مخروط ریچارد، ناو شستشو و اسپیرال‌ها از سرندها به منظور سرشکن کردن قطعات درشت و حذف ذرات نرمه به کمک دستگاه‌های نرمه‌گیر (سرندهای تر با چشمه‌های ریز و یا هیدروسایزرها) استفاده می‌شود.
- معمولاً در روش‌های ثقلی دست‌یابی به بازیابی و عیار بالا در یک مرحله از عملیات کار چندان ساده‌ای نیست، از این‌رو، بهتر است ابتدا از دستگاه‌های ثقلی به عنوان روشی پیش تغلیظ (مرحله رافر) و سپس از دستگاهی مشابه و یا روشی دیگر (نظیر فلوتاسیون، مغناطیسی، لیچینگ و ...) به عنوان مرحله شستشو استفاده شود.

به عنوان مثال می‌توان به روش‌های ثقلی به عنوان مرحله رافر طلا قبل از عملیات سیانوراسیون و یا پرعیارسازی اولیه کان‌سنگ‌های سرب و روی قبل از عملیات آسیا و فلوتاسیون اشاره کرد.

- بهتر است به کمک هیدروسیکلون و دستگاه‌های دیگر میزان نرمه را کاهش داد.
- در روش‌های ثقلی هرچه ابعاد محدودتر باشد، بازدهی جدایش بیش‌تر است.
- دستگاه‌های ثقلی قدیمی و فرسوده شامل لاوک (Buddle) و میز دوار است.

۲-۱۰. معادلهٔ حرکت یک ذره در سیال

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

m : جرم ذره (کانی) مورد نظر (kg)

$\frac{dv}{dt}$: شتاب ذره

g : شتاب جاذبه $g = ۹/۸\frac{m}{s^۲}$

m': جرم سیال جابه‌جا شده (kg)

D: نیروی مقاومت سیال (N)

v : سرعت ذره ($ms^{-۱}$)

t : زمان (sec)

در شروع حرکت چون سرعت حرکت ذره خیلی کم است از این‌رو مقاومت سیال نیز در برابر ذره ناچیز است ($D = ۰$).

$$\frac{dv}{dt} = \left[\frac{(\Delta s - \Delta f)}{\Delta s}\right]g = \underbrace{\left[۱ - \frac{\Delta f}{\Delta s}\right]g}_{\uparrow} \qquad \Leftarrow (D = ۰)$$

یا کانی با ارزش یا باطله

$$\frac{a_۱}{a_۲} = \frac{۱ - \frac{\Delta f}{\Delta s_۱}}{۱ - \frac{\Delta f}{\Delta s_۲}}$$

$\frac{a_1}{a_2}$: نسبت شتاب اولیه کانی ① به کانی ②

Δs: جرم مخصوص ذره ($\frac{kg}{m^3}$)

Δf: جرم مخصوص محیط سیال ($\frac{kg}{m^3}$)

a_1 و a_2: شتاب اولیه کانی ۱ و ۲

Δs_1 و Δs_2: جرم مخصوص کانی ۱ و ۲

چنان‌چه از نظر تئوری زمان سقوط ذرات با جرم مخصوص‌های مختلف آن‌قدر کوتاه باشد که در تمامی مسافت طی شده فقط تحت تأثیر شتاب اولیه ذرات (یعنی بر اساس جرم مخصوص) قرار گیرند، دیگر ته‌نشینی به سرعت حد و ابعاد ذرات بستگی نخواهد داشت و اصول کار جیگ نیز بر همین اساس استوار است. بنابراین باید فرکانس نوسانات را در حدی تنظیم کرد که ذرات به سرعت حد نرسند و در نتیجه در فواصل زمانی کوتاه به تدریج بتوان ذرات سنگین را از ذرات سبک جدا کرد و چنان‌چه زمان آن‌قدر طولانی باشد که ذرات به سرعت حد خود برسند، عوامل دیگری مانند شکل و ابعاد ذره در حرکت ذره دخیل خواهد بود و در چنین شرایطی فقط می‌توان درشت‌ترین کانی سنگین را از ریزترین کانی سبک جدا کرد.

مشخصات جیگ‌ها									
شماره	نوع و نام دستگاه	مکانیزم جهش	مکانیزم تغییر نوسان	محدودهٔ دانه‌بندی (ابعاد ذرات، mm)	نوسانات		نحوهٔ جمع‌آوری محصول		کاربرد
					دامنه (mm)	فرکانس (min)	از سطح سرند	از زیر سرند	
۱	بوم (از وسایلی است که به‌طور خیلی گسترده در آرایش زغال‌سنگ (زغال‌شویی) مورد استفاده قرار می‌گیرد.)	هوایی (هوای فشرده)	کنترل تخلیهٔ هوایی	۵-۲۰۰	۳۰-۴۰	۳۰-۶۰	+		زغال‌شویی
	جِفْری			تا (<) ۲۰۰			+		
	نوار متصل مدل (E)			وسیع			+		
	مک‌نالی			وسیع			+		
	پیت اسبورگ			وسیع			+		
	تاکوب			وسیع			+		
	باتاک (برای ابعاد کوچک‌تر از ۴۰ میلی‌متر زغال‌سنگ به‌کار می‌رود.)			۰/۵-۱۰۰	۳۰-۶۰	۴۰-۶۰	+		
۲	ریچارد	آبی	کنترل با دریچهٔ آب	محدود (حدود ۵ -۰/۱)		حدود ۴۰۰-۲۰۰		+	در زغال‌سنگ، بازیابی طلا
	مدل جهشی- کفه‌ای			محدود				+	
۳	هارتز	پیستونی	حرکت دیفرانسیلی پیستونی	۰/۵-۳۵	۵-۸۰	۱۰۰-۴۰۰	+		در کانی‌های فلزی، صنعتی و غیر فلزی
	کوگی- کالم			محدود (۳-۰/۲)				+	
	وُدباری			۰/۲-۱۰			+		
	دنور- هارتز			۰/۲-۱۰			+		
۴	دنور Ms	دیافراگمی	با کنترل دریچهٔ آب جهشی	۰/۲۵-۲۵	۱۰-۳۰	۱۲۵-۲۰۰		+	در بازیابی کانی‌های سنگین در مدار بسته با آسیا
۵	بِنْدِلاری	دیافراگمی		۰/۲۵-۲۵	۱۰-۳۰	۱۲۵-۲۰۰	+		در بازیابی کانی‌های سنگین و رسوبات آبرفتی
۶	یابا	دیافراگمی	نوسانات دیفرانسیلی، هیدرولیکی و یا مکانیکی	۰/۲۵-۲۵ تا ۱۵۰	۱۰-۳۰	۱۲۵-۲۰۰		+	در زغال‌شویی طلا، الماس و آهن
	جِفْری						+		
	راس						+		
	IHC							+	
۷	مدل پلاسر ـ کفه‌ای	با حرکت مخزن زیر سرند	مکانیکی	تا ۱۲	۳-۲۰	۴۰۰-۶۰۰		+	طلای پلاسری، بازیابی نرمهٔ آهن، طلا و زغال‌سنگ
	کرات			-	متوسط	هارمونیکی		+	
	رِمِر			۶۰-۰/۵	۴-۲۲	۸۰-۱۲۰		+	
۸	MOBK روسی	پیستون هوایی	کنترل با تخلیهٔ هوا	-	-	-	-	-	-

۲-۱۱. انواع جیگ

به‌طور کلی جیگ‌ها را به دو دسته با سرند ثابت و متحرک تقسیم می‌کنند. از نوع متحرک که قدیمی است و به ندرت استفاده می‌شود می‌توان به هَنکوک، جیمز و هالکین اشاره کرد. کلیهٔ جیگ‌های مدرن از نوع ثابت‌اند.

۱- جیگ هارتز: این جیگ از جمله قدیمی‌ترین انواع جیگ با سرند ثابت است. شرایط کار به نحوی است که باطلهٔ هر بخش به بخش دیگر جیگ منتقل می‌شود و بدین ترتیب می‌توان محصولی با کیفیت مورد نظر را تولید کرد. مصرف آب در این جیگ بین m^3 ۵-۳ به ازای هر متر مربع از سطح سرند در یک روز است.

۲- جیگ بوم (Baum Jig): در جیگ بوم حرکت کششی حذف شده است. ظرفیت این دستگاه در حدود ۱۰۰۰ تن در ساعت است. این جیگ از وسایلی است که به‌طور خیلی گسترده در آرایش زغال‌سنگ مورد استفاده قرار می‌گیرد. از بین انواع جیگ‌هایی که برای آرایش زغال‌سنگ مورد استفاده قرار گرفته‌اند، جیگ بوم دارای بیش‌ترین کاربرد است.

۳- جیگ باتاک: این دستگاه از جمله پیشرفته‌ترین نوع جیگ بوم است با این تفاوت که به جای یک محفظهٔ هوا، در سرتاسر جیگ چند محفظه پیش‌بینی شده است. بدین ترتیب جریان هوا را می‌توان به‌طور یکنواخت‌تری در دستگاه توزیع کرد.

۴- جیگ IHC (محوری) [Radial]: این نوع جیگ قادر است تا m^3 ۳۰۰ در ساعت بار را با حداکثر ابعاد ۲۵mm شستشو دهد و برای شستشوی ذرات تا حد ۶۰ میکرون نیز استفاده می‌شود.

۵- جیگ با سرند متحرک: این دستگاه از جمله قدیمی‌ترین جیگ‌ها است. از معروف‌ترین انواع این جیگ‌ها می‌توان به هنکوک اشاره کرد. ظرفیت بسیار زیاد ($\frac{ton}{day}$ ۶۰۰-۳۰۰) از ویژگی خاص این جیگ‌هاست. فرکانس نوسانات در حدود ۲۰۰ بار در دقیقه و بازیابی مواد معدنی با این جیگ‌ها برای دانه‌بندی‌های محدود (۱۰mm-۳) معمولاً در حدود ۶۰ درصد است. از دیگر انواع این جیگ‌ها می‌توان به نوع جیمز (برای زغال) و هالکین (معمولاً برای کان‌سنگ‌های سرب و روی و موادی مشابه استفاده می‌شود) اشاره کرد.

۲-۱۲. عملیات جیگ و پارامترهای کنترل‌کننده در آن

یکی از قدیمی‌ترین روش‌های پرعیارسازی مواد معدنی، روش جیگ است. یکی از ابزارهای کنترلی جیگ، مهارت اپراتور است. در جیگ دو هدف اصلی که مکمل یک‌دیگرند دنبال می‌شود، یکی لایه‌بندی و دیگری جدایش این لایه‌ها از یک‌دیگر (کنسانتره، باطله و حد واسطه) است. به نظر بِرْد بخش اصلی جدایش در مرحله حرکت کششی انجام می‌گیرد ولی به عقیده مِیِرْ حرکت کششی در سقوط ذرات اصلاً اهمیتی ندارد و فقط اجازه ورود آب مورد نیاز در مرحلهٔ بعدی جهش را میسر می‌سازد. به عقیده بِرد، شتاب اولیه دیفرانسیلی و چکیده شدن ذرات پر اهمیت‌تر از سقوط با مانع است. ولی به عقیده مِیِر، سیکل، با حرکت جهشی سریع شروع می‌شود و بار روی سرند را به کلی به سمت بالا می‌برد و سپس سطح آب برای مدت زمانی ثابت می‌ماند و پدیده سقوط با مانع در وضعیت ساکن بودن آب اتفاق می‌افتد. چنین استنباطی نقش حرکت کششی در فرآیند لایه‌بندی را کم اثر نشان می‌دهد (تقریباً مشابه سیکل در جیگ باتاک). مکانیزم بِرد وقوع سریع لایه‌بندی، افزایش ظرفیت و بازیابی را مطرح و مکانیزم مِیِرْ شدت پرعیار شدن را نشان می‌دهد.

- برای بار اولیه دانه‌درشت که توزیع دانه‌بندی محدود و نسبت بیش‌تری از ذرات کانی سنگین را در بر داشته باشد و یا لایه ضخیمی را تشکیل دهد دامنه نوسانات باید وسیع و زمان سیکل طولانی باشد. برای بار اولیه دانه‌ریز و توزیع دانه‌بندی وسیع که درصد کم‌تری از کانی سنگین را در بر داشته باشد و یا لایه نازکی را تشکیل دهد دامنه نوسانات

باید کوچک و زمان سیکل نیز باید کوتاه‌تر باشد. بنابراین برای تولید کنسانتره‌ای با درجه خلوص زیاد، بستر باید کاملاً فشرده و هم‌چنین حرکت باید سریع و کوتاه باشد ولی برای افزایش بازیابی، بستر نباید فشرده باشد و حرکت طولانی و آرام باید اعمال شود. برای ذرات درشت، دامنه نوسانات وسیع و فرکانس نوسانات باید کم باشد. برای دانه‌بندی متوسط (نه ریز و نه درشت) دامنه و فرکانس نوسانات باید کم باشد و برای ذرات ریز دامنه نوسانات باید کم ولی فرکانس نوسانات باید بالا باشد.

در مورد جیگ، از حرکت‌های کوتاه و سریع برای جدایش ذرات ریز و از حرکت‌های آرام و طولانی برای جدایش ذرات درشت استفاده می‌شود.

- در نتیجه کاهش زمان سیکل عمل جیگ کردن، امکان جدایش ذرات ریز کانی سبک‌تر از ذرات ریز کانی سنگین‌تر افزایش می‌یابد. با کاهش زمان سیکل عمل جیگ کردن ذرات ریز کانی سنگین فرصت می‌یابد تا از بین ذرات عبور کرده و جدایش آن‌ها بهتر صورت پذیرد.

معمولاً در مورد جدایش ذرات ریز در جیگ از حرکت‌های کوتاه و سریع و برای جدایش ذرات درشت از حرکت‌های آرام و طولانی استفاده می‌شود. ذرات ریز پس از حرکت کوتاه و سریع قابل جدایش و چکیده شدن از بین ذرات درشت هستند ولی ذرات درشت نیاز به حرکت آرام‌تر دارند.

- ضخامت بستر در محدوده‌ای مشخص با تغییر ارتفاع لبه سرریز باطله قابل تنظیم است (در شرایطی که لایه منبسط شده باشد). عمق بستر در یک محدودهٔ قابل مجاز باید حداقل باشد.
- جرم مخصوص لایه مصنوعی در سطح سرند باید زیاد و بین جرم مخصوص کانی سنگین و مواد سبک باشد.
- چنان‌چه قطعات لایه مصنوعی درشت باشند، میزان کنسانتره افزایش می‌یابد. لایه بسیار ضخیم باعث کاهش کنسانتره می‌شود.
- آرایش اولیه رسوبات آبرفتی (و یا پلاسری) و شستشوی زغال‌سنگ از جمله عملیاتی است که می‌توان با جیگ انجام داد که محدودهٔ مناسب دانه‌بندی در ابعاد ۶۳۵۰-۶۰۰ و یا ۲۴۰۰-۵۰ میکرون است.

جیگ‌ها برای آرایش ذرات نسبتاً درشت به عنوان دستگاه‌های پرعیارسازی اولیه و نهایی به‌کار برده می‌شوند.

منحنی بازیابی جیگ بر حسب ابعاد ذرات دارای دو نقطه اوج است. بازیابی مربوط به محدوده ابعاد ریزتر ناشی از تغییر مرحله سقوط با مانع به مرحله چکیده شدن ذرات است. بنابراین دلیل دو اوجی بودن بازیابی وقوع سرعت ته‌نشینی حداقل است.

- معمولاً محدودهٔ دانه‌بندی مجاز جیگ برای شستشوی زغال‌سنگ تا حد (بزرگ‌تر از) ۲۰۰mm است ولی جیگ‌هایی از نوع فلدسپات برای آرایش دانه‌بندی ریزتر طراحی شده‌اند. معمولاً در عملیات جیگ بسته به نوع زغال‌سنگ و محصول مورد نظر، ذرات ۱۷۰mm-۵۰ و کم‌تر از ۰/۵mm را از بار اولیه جدا می‌کنند.
- در روش‌های ثقلی هرچه دانه‌بندی بار اولیه محدودتر باشد، بازدهی دستگاه و بازیابی بیش‌تر خواهد بود. از آن‌جا که از جیگ برای پرعیارسازی اولیه کان‌سنگ‌های کم عیار استفاده می‌شود، ذرات بسیار درشت و نرمهٔ موجود در بار اولیه را باید حذف کرد.
- معمولاً ظرفیت جیگ‌های زغال‌شویی بین ۶۰-۳۰ تن در ساعت به ازای هر متر مربع از سطح سرند است ($th^{-1}m^{-2}$). ظرفیت جیگ با افزایش ذرات درشت‌تر از حد به میزان ۲۵-۱۷ تن در ساعت برای جیگ باتاک و ۱۸ تن در ساعت به ازای هر متر مربع از سطح سرند برای آرایش کان‌سنگ‌های قلع (به‌خصوص آرایش ذرات ۵۰+۶۰۰- میکرون) کاهش می‌یابد.

- به منظور جلوگیری از جریان انحرافی پالپ، تا آن‌جا که ممکن است باید درصد جامد در بار اولیه زیاد باشد. این میزان بهتر است بین ۵۰-۳۰٪ باشد. ولی ثابت بودن میزان درصد جامد در طی باردهی از اهمیت خاصی برخوردار است.
- کنترل آب زیر سرند یکی از مهم‌ترین ابزارهای کنترلی جیگ است. آب باید عاری از هر گونه ذرات معلق (کم‌تر از ۵ $\frac{gr}{lit}$) و تقریباً صاف و زلال باشد.

برای دانه‌بندی‌های وسیع از آن‌جا که کشش بیش‌تری نیاز است، افزایش آب ضرورت ندارد (برای ذرات ریز سنگین). کشش‌های متوسط برای ذرات متوسط سنگین و کشش‌های جزئی برای ذرات درشت سنگین مناسب است. به‌طور کلی چنان‌چه سایر پارامترها مشابه فرض شوند افزایش جریان آب باعث افزایش ضریب تغلیظ (Enrichment ratio) و بازیابی می‌شود و به حد بهینه آن بستگی دارد. بستر به هنگام جهش باید نرم باشد و فشرده نباشد و انگشت دست بتواند به راحتی داخل آن شود. با برگشت مجدد بخش‌های حد واسط به بار اولیه جیگ در عیار و بازیابی فلزات سنگین (مس، سرب و ...) بهبود قابل توجهی ایجاد شده است.

- ضرایب نقص Imperfection Coefficient حاصل از منحنی‌ها (جیگ‌ها) مستقل از تغییرات بار ورودی است. از این‌رو، در طراحی و مقایسه بسیار حائز اهمیت‌اند.

در جدایش ذرات با روش جیگ، لازم نیست که حتماً حرکت کششی وجود داشته باشد ولی حذف حرکت جهشی در جیگ ممکن نیست. در جیگ‌ها باید ذرات قبل از رسیدن به سرعت حد، بر اساس اختلاف شتاب اولیه جدا شوند.

جیگ معمولاً به منظور پرعیارسازی قطعات نسبتاً درشت در فرآوری مواد معدنی مورد استفاده قرار می‌گیرد. این وسایل ظرفیت زیادی دارند و می‌توانند، تا ابعاد ۱mm را با بازدهی مطلوب و تا حد ۱۵۰ μ را با بازدهی قابل قبول فرآوری کنند. هر چقدر محدوده دانه‌بندی بار اولیه وسیع‌تر باشد، به همان نسبت باید اختلاف جرم مخصوص دو کانی در حال جدایش زیادتر باشد و اگر این محدوده وسیع نباشد (۱۰mm-۳) کانی‌هایی با اختلاف جرم مخصوص کم‌تری را می‌توان پرعیار کرد (جدایش فلوئورین از کوارتز). از جیگ نه تنها به عنوان روش اولیه و پیش تغلیظ (مانند الماس، سرب و روی و ...) بلکه به عنوان پرعیارسازی نهایی (مانند باریت، کرومیت، زغال‌سنگ، منگنز و ...) نیز می‌توان استفاده کرد.

- جدایش کانی‌ها با جرم مخصوص مختلف در اثر لایه‌بندی (در جیگ)، ذرات درشت کانی سنگین نیز مشابه ذرات ریز کانی سنگین، در شرایط سقوط با مانع ته‌نشین می‌شوند.
- به‌طور کلی کنترل لایه‌بندی در جیگ در اثر چهار مکانیزم انجام می‌گیرد که به ترتیب شامل شتاب دیفرانسیلی در شروع سقوط، سقوط با مانع، دست‌یابی به حداقل سطح انرژی پتانسیل و چکیده شدن ذرات است.
- به‌طور کلی تمامی روش‌های ثقلی مانند جیگ، میز، دیگر جریان‌های نازک لایه‌ای و واسطه سنگین بر مبنای سقوط با مانع مورد بررسی قرار می‌گیرند. بنابراین در جیگ ذرات به‌طور گروهی سقوط می‌کنند و قوانین سقوط آزاد که در مورد بعضی از کلاسیفایرها صادق است در این‌جا کاربرد ندارد.
- فرکانس نوسانات جهش Pulsion Stroke (انبساط لایه) و کشش Suction Stroke (انقباض لایه) در جیگ بین ۳۰۰-۱۰۰ بار در دقیقه است.
- در جیگ سعی بر آن است که سرعت ذره‌ها به سرعت حد نرسد. این کار باعث می‌شود که ذره‌های موجود بیش‌تر بر اساس چگالی جدا شوند و نه بر اساس ابعاد. بیان فرمولی جمله عنوان شده به صورت زیر است:

$$\frac{du}{dt} = (1 - \frac{\rho_f}{\rho_s})g$$

$\frac{du}{dt}$: شتاب اولیه ذرات ($\frac{m}{s^2}$)

ρ_f: چگالی سیال ($\frac{kg}{m^3}$)

ρ_s: چگالی ذره جامد ($\frac{kg}{m^3}$)

g: شتاب جاذبه زمین ($\frac{m}{s^2}$)

ملاحظه می‌شود که شتاب اولیه فقط به چگالی وابسته است.

- در حرکت جهشی، بستر مواد منبسط شده و با کاهش سرعت، ذرات درشت‌تر سنگین سقوط می‌کنند و بعد در حرکت کششی با توقف ذرات بزرگ‌تر، ذرات کوچک‌تر سنگین از لابه‌لای آن‌ها حرکت کرده و سقوط می‌کنند. تعداد این عمل ۳۳۰-۵۰ بار در دقیقه است.

ابعاد ذرات به‌کار رفته در جیگ تا حدود ۱۵۰ میکرون می‌رسد. البته وجود نرمه باعث اختلاف در عمل می‌شود.

- عملیات جیگ اکثراً بر روی ذرات درشت اعمال می‌شود از این‌رو در شرایط نیوتن قرار دارد.
- نسبت قطر ذرات «هم جیگ» با جرم مخصوص‌های مختلف را نسبت عملی جیگ Jigging Ratio می‌نامند (Δj). این نسبت نشان‌دهندهٔ ماکزیمم ابعادیست که می‌توان به‌طور کامل در شرایط ایجاد شده طبقه‌بندی کرد و با کاهش زمان ته‌نشینی این نسبت افزایش می‌یابد (هرچه سیکل عملیات جیگ کوتاه‌تر باشد محدودهٔ ابعاد وسیع‌تری از ذرات غیر مشابه را می‌توان جدا کرد).
- از آن‌جا که مسافت سقوط طی شده برای ذرات ریز سنگین بسیار کم است، چنان‌چه بار اولیه طبقه‌بندی نشده باشد زمان زیادتری برای سقوط لازم خواهد بود و در چنین شرایطی ظرفیت جیگ کاهش می‌یابد.

هم‌چنین اگر دیفرانسیل جرم مخصوص کوچک باشد، با وجود بزرگ بودن سیکل، مسافت سقوط طی شده مجدداً کاهش می‌یابد و در نتیجه زمان زیادتری برای سقوط لازم خواهد بود و مجدداً ظرفیت جیگ کاهش می‌یابد.

- در مرحله سقوط با مانع، لایه به صورت سوسپانسیونی با جرم مخصوص زیاد، مشابه شن روان ظاهر شده و شرایط سقوط با مانع ظاهر می‌شود و در چنین شرایطی نسبت سقوط کانی‌های سنگین به کانی‌های سبک بیش‌تر از سقوط آزاد است.

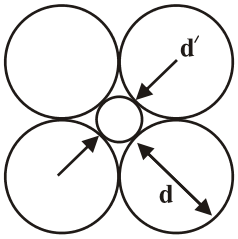
سقوط با مانع تأثیر به‌سزایی در جدایش کانی‌های درشت دارد و در چنین شرایطی باید از حرکت‌های آرام و طولانی استفاده کرد. اگرچه در مورد ذرات درشت در طی عملیات، مشکل بتوان گفت که نوع ذرات بتوانند به سرعت حد خود برسند.

در نتیجهٔ کاهش زمان سیکل عمل جیگ کردن، امکان جدایش ذرات درشت کانی سبک‌تر از ذرات ریز کانی سنگین‌تر افزایش می‌یابد.

جدایش ذرات ریز کانی سنگین و ذرات درشت کانی سبک با سرعت‌های حد مشابه، امکان‌پذیر نخواهد بود.

تشکیل لایه‌بندی رابطهٔ مستقیمی با کاهش انرژی سیستم دارد و از این‌رو کاهش انرژی تنها عامل فیزیکی لایه‌بندی مواد در جیگ است و نوسان‌های جیگ ارتباط مستقیمی با لایه‌بندی ندارد ولی در آزادسازی پتانسیل ذخیره شده در مخلوط ذرات مؤثرند.

چکیده شدن ذرات، در خاتمهٔ مرحلهٔ جهش به وقوع می‌پیوندد. می‌توان حداکثر ابعاد نسبی یک ذره که بتواند در لایه چکیده شود را با بررسی چهار ذرهٔ سبک هم بُعد به قطر d تعیین کرد.



$$d' = (2d^2)^{0/5} - d = 0/41d$$

d′: حداکثر ابعاد (قطر) ذره‌ای که بتواند از بین ذرات عبور کند.

اگر دانه‌بندی بار اولیه به جیگ محدودتر باشد، ذرات سنگین‌تر با مشکلات زیادی چکیده می‌شوند و ممکن است با باطله از محیط خارج شوند. در چنین شرایطی می‌توان با افزایش جریان آب رو به بالا تراکم لایه را کاهش داد. بدین ترتیب حرکت جهشی افزایش و حرکت کششی کاهش می‌یابد. با ادامهٔ این عمل می‌توان حرکت کششی را به‌طور کامل متوقف کرد.

جیگ‌هایی که فقط با جریان جهشی کار می‌کنند نسبت به جیگ‌هایی که با هر دو جریان کار می‌کنند، ظرفیت بیش‌تری دارند.

چنین ظرفیتی فقط به قیمت بازیابی بخش‌های بسیار ریز کانی‌های سنگین که معمولاً طی چکیده شدن ذرات بازیابی می‌شوند تمام می‌شود.

در جیگ‌ها، باید ذرات قبل از رسیدن به سرعت حد، بر اساس اختلاف شتاب اولیه جدا شوند.

کنسانتره ممکن است به‌طور کلی از زیر سرند جمع‌آوری شود (البته در مورد موادی به جز زغال‌سنگ)، در چنین شرایطی بار اولیه باید نسبتاً دانه‌ریز و یا از لحاظ دانه‌بندی وسیع باشد. کنسانتره را می‌توان از سطح سرند جمع‌آوری کرد به شرط آن‌که بار اولیه از لحاظ دانه‌بندی محدود و یا درشت باشد. در روش اول از لایه‌های مصنوعی و یا قطعات درشت مواد معدنی باید استفاده شود.

جیگ وسیله مناسب برای آرایش زغال‌سنگ در ابعاد ۱۰-۱ میلی‌متر است. در مکانیزم جیگ، ذرات نباید به سرعت حد برسند. در جیگ‌های زغال‌شویی برای حرکت متناوب آب معمولاً از هوای فشرده استفاده می‌شود.

۲-۱۳. موارد کاربرد جیگ

- در زغال‌شویی به عنوان روش نهایی پرعیارسازی
- در پرعیارسازی اولیه رسوبات آبرفتی
- بازیابی رگه‌های درشت و حجیم ذخایر قلع
- بازیابی فلزات آزاد (طلا و ...)
- در پرعیارسازی کان‌سنگ‌های آهن، منگنز، باریت و فلوئورین
- در بازیابی کانی‌های سنگین در مدار بسته با آسیا (جیگ دِنور)
- در پرعیارسازی الماس و تنگستن
- در بازیافت قراضه‌های ماشین به منظور جدایش مس، سرب، برنج، فولاد ضد زنگ و ... از مواد سبک مانند آلومینیوم، شیشه و ...

۲-۱۴. مکانیزم حرکت ذرات در جریان‌های لایه‌ای نازک آب

یکی از قدیمی‌ترین روش‌های ثقلی، پرعیارسازی به وسیله لاوک است که برای جدایش گِل‌ولای و مواد سبک و شستشوی ماسه‌های طلادار به‌کار می‌رود.

جدایش مواد معدنی در لایه نازکی از آب (طبقه‌بندی معکوس) انجام می‌گیرد که بر روی سطح شیب‌داری در جهتی مشخص در حال حرکت است. به کمک میز هم‌چنین می‌توان ذراتی با ابعاد و جرم مخصوص مشابه را که از نظر شکل متفاوتند، جدا ساخت.

- یکی جدایش در جریان‌های لایه نازکی است که در این حالت ضخامت لایه و ابعاد ذرات تقریباً مشابه‌اند و نرخ نیروی برشی اعمال شده بر روی سیال به‌طور نسبی پایین است. دیگری جدایش در جریان‌های لایه‌ای است که در این حالت ضخامت لایه بیش‌تر است و نیروی برشی اعمال شده بر روی سیّال که ممکن است طبیعی و یا انتقالی باشد نیز قابل توجه است.
- وقتی لایه نازکی از آب بر روی سطح شیب‌داری (و سطوح صاف) به حرکت درآید نیمرخ توزیع سرعت‌ها سهمی شکل است. چنین وضعیتی در شرایط $Re < ۵۰۰$ رخ می‌دهد

$$Re = \frac{\Delta f \cdot V'\theta}{\mu}$$

Re : عدد رینولدز (بی‌بُعد)

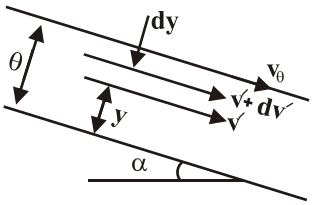
Δf: جرم مخصوص سیال ($\frac{kg}{m^۳}$)

V': سرعت سیال ($\frac{m}{s}$)

θ: ضخامت لایه (m)

μ: ضریب گرانروی دینامیکی سیال ($\frac{Ns}{m^۲}$)

حرکت ذرات جامد به ابعاد، چگالی و شکل آن‌ها بستگی دارد.



- ذرات ضمن حرکت خود در سطح شیب‌دار، نظم و ترتیبی خاص به خود می‌گیرند که طی آن ذرات ریز سنگین و سپس ذرات درشت سنگین و ریز سبک و در انتها ذرات درشت سبک به دنبال یک‌دیگر قرار می‌گیرند. شکل ذرات باعث تغییراتی در نظم و ترتیب یاد شده می‌شود. چنین ترتیبی از قرارگیری ذرات را «لایه‌بندی معکوس» در طبقه‌بندی هیدرولیکی می‌نامند که بیانگر جدایش هیدرولیکی ذرات در جداکننده‌هایی است که با مکانیزم جریان‌های لایه‌ای نازک آب کار می‌کنند.

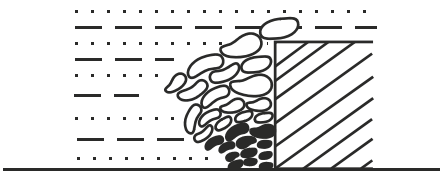
- در جدایش اولیه، ذرات مختلف از نظر ابعاد و جرم مخصوص تحت تأثیر نیروی وزن طبقه‌بندی می‌شوند و در مرحلهٔ دوم کلیه ذرات در سطح شیب‌دار طبقه‌بندی و جدایش خاصی را انجام می‌دهند. اگر شیب و سرعت جریان سیال برای حرکت کلیه ذرات کافی باشد کوچک‌ترین ذره کانی سنگین به کندی و بزرگ‌ترین ذره کانی سنگین با سرعت بیش‌تری حرکت می‌کند.



- در مورد ذرات غیر کروی، شکل ذره تعیین‌کننده سطح مقطع ذره در جهت عمود بر جریان سیال است. به عنوان مثال وقتی ذرات در داخل سیال سقوط می‌کنند، هر ذره در پایدارترین وضعیت خود یعنی سطح بزرگ‌تر ته‌نشین می‌شود و سرعت آب در لایه‌های فوقانی بیش‌تر است و در مورد ذرات غیر کروی بر کوچک‌ترین سطح مقطع ذره برخورد می‌کند و بدین ترتیب نیرویی که از سیال بر ذره ضمن حرکت در سطح شیب‌دار وارد می‌شود کوچک‌تر از ذرات کروی خواهد بود.
- زاویه بحرانی یعنی حداقل شیبی که کم‌تر از آن ذره نمی‌تواند بلغزد. با کاهش ضخامت لایه (نرخ جریان) و افزایش ابعاد و جرم مخصوص ذرات افزایش می‌یابد.
- ذرات غیر کروی بر روی بزرگ‌ترین سطح خود بیش‌ترین اصطکاک را با بستر دارند و نیروی لازم برای به حرکت درآوردن ذرات نیز بیش‌تر است. جریان سیال به هنگام رسیدن به چنین ذراتی کمی بالاتر می‌رود و فشار بیش‌تری را در جهت قائم به ذره وارد می‌کند و آن را محکم به بستر می‌چسباند. به شرط آن‌که ذرات شکل مناسبی داشته باشند، حرکت آن‌ها ممکن است (قبل از لغزیدن ذره) به حالت غلطکی انجام گیرد.

ϕ_s، ضریب اصطکاک، بین ۰/۵-۰/۲ است.

- ذرات طلا، ولفرامیت، میکا و کانی‌های ورقه‌ای می‌لغزند ولی ذرات و یا گانگ‌های غیر منظم می‌غلطند.
- برای افزایش فشار دینامیکی سیال و یا افزایش اصطکاک بستر معمولاً از سطوح ناهموار (با ایجاد موانع) استفاده می‌شود، زیرا وقتی که موانعی مطابق شکل زیر، در برابر حرکت سیال و ذرات قرار گیرد، در سطح لایه‌های تحتانی سیال جریان‌های متلاطم و گردابی ایجاد می‌شود و در نتیجه باعث می‌شود که لایه‌های فوقانی در سطح حالت پرشی به خود بگیرند و از روی آن‌ها عبور کنند. بنابراین، ریزترین ذره کانی سنگین در پایین‌ترین قسمت و ذرات بزرگ کانی سنگین در قسمت فوقانی قرار می‌گیرند، با چنین وضعی، اگر بار اولیه به دستگاه از لحاظ دانه‌بندی یکنواخت و محدود باشد می‌توان جدایش مطلوبی را فراهم ساخت.



- در وضعیت لغزش، ذرات سنگین‌تر حرکت کندتری نسبت به ذرات سبک‌تر دارند ولی نه در یک جهت مشخص.
- سرعت ذرات با مجذور ضخامت لایه نسبت مستقیم و با گرانروی سیال نسبت عکس دارد (البته وقتی تأثیر کلیه پارامترها یکسان فرض شود).
- ظرفیت دستگاه‌هایی که بر اساس جریان‌های لایه‌ای نازک آب کار می‌کنند با توان سوم ابعاد ذرات نسبت مستقیم دارد.
- استفاده از قوانین و مکانیزم جریان‌های لایه‌های نازک آب، بر جدایش کانی‌های سنگین از مواد سبک. پرعیارسازی ثقلی طلا از ذخایر پلاسری از ابتدایی‌تری شکل این مکانیزم بوده است.
- بیش‌ترین کاربرد میزهای لرزان در پرعیارسازی کان‌سنگ‌های سولفیدی نظیر مس، سرب، روی و تا حدودی کان‌سنگ‌های اکسیدی مانند طلا، مس و سرب است ولی امروزه از این وسایل با توجه به پیشرفت و توسعه فلوتاسیون و لیچینگ کم‌تر در پرعیارسازی مواد یاد شده استفاده می‌شود. ولی علی‌رغم توسعه فلوتاسیون، در مواردی خاص از جریان‌های لایه‌ای نازک آب برای پرعیارسازی در موارد زیر استفاده می‌شود:
- پرعیارسازی کاسیتریت
- پرعیارسازی کان‌سنگ‌های طلادار به‌خصوص وقتی ذرات طلا آزاد باشند.
- پرعیارسازی مواد غیرفلزی مانند: ماسه‌های سیلیسی، کرومیت، تنگستن، باریت، فلورین، ماسه‌های ساحلی، ایلمنیت و بسیاری دیگر
- بازیابی ذرات نسبتاً درشت (به عنوان محصول فرعی) در عملیات متالورژیکی
- بازیابی اولیه کان‌سنگ‌های سرب و روی (گالن و اسفالریت)
- پرعیارسازی کان‌سنگ‌های آهن
- شستشوی زغال‌های ریزدانه
- همراه با فلوتاسیون به منظور بازیابی ذرات آزاد طلا
- به عنوان عملیات نیمه صنعتی و راهنما در تأسیسات فلوتاسیون
- کاربرد هم‌زمان این وسایل (میز) با استفاده از فرآیند فلوتاسیون (فلوتاسیون میزی و ...)

مشخصات دستگاه‌هایی که با جریان‌های لایه‌ای نازک آب کار می‌کنند.

ردیف	نام دستگاه	محدوده ابعاد ذرات (mm)	میزان درصد جامد	شیب سطح	کاربرد در کان‌سنگ‌های فلزی M، کانی‌های صنعتی I، رسوبات آبرفتی A، زغال‌سنگ C
۱	میز لرزان (۰/۱-۱/۵)	۰/۱-۳	۲۰-۳۵	۵ -۱۰۰mm	پرعیارسازی ذخایر قلع، آهن، تنگستن، باریت، کرومیت، طلا، نقره و ... (M, I, C)
۲	میز نرمه (میز نرمه بارتلی- موزلی)	۰/۰۰۵-۰/۱ (M)	۵ -۱۵	تا ۴۵°	پرعیارسازی کاسیتریت، شیلیت، ولفرامیت، باطله‌های فلوتاسیون و ...
	میز نرمه بارتلی (میز بارتلی)	۰/۰۱-۰/۱ *			
۳	میز باکمن	ریزتر از ۰/۰۷۴ (۰/۰۱۵-۰/۰۷۴)	۱۰-۲۵	٪۵-۱۰	بازیابی فلزات خالص و مواد کم عیار
۴	میز گرد گردان	ریزتر از ۰/۰۴	۱۰-۱۵	۸ -۱۵cm به ازای هر متر از سطح	بازیابی کاسیتریت و مواد مشابه
۵	جداکننده نواری بارتلی (نوار بارتلی)	۰/۰۰۵-۰/۱	۱۰-۲۰	٪۵ -۱۰	برای مرحله نهایی پرعیارسازی موادی مانند کاسیتریت (M) (بار اولیه معمولاً رافر بارتلی- موزلی است.)
۶	جعبه شستشو (پالونگ Palong)	بسیار وسیع (بسته به نوع جعبه)	۱۰-۲۰	تا ۱۵°	پرعیارسازی اولیه کانی‌های سنگین، بازیابی اولیه و ذرات (A) ریز طلا
۷	ناو شستشو	۰/۲۵-۲۵ (۰/۰۳۷-۲)	۵۲-۶۵	۱۰-۲۰°	شستشوی اولیه کانی‌های سنگین (ذرات درشت طلا و ...)، بازیابی ذرات ریز طلا و ... (A)
۸	ناو تیغه‌دار	ریزتر از ۱/۵	۲۰-۲۵	۲-۸cm	پرعیارسازی اولیه کانی‌های سنگین، طلا و ... (A)
۹	استوانه چرخشی یا جداکننده استوانه‌ای لرزان (مولتی گراویتی) MGS	۰/۰۰۵-۰/۱	۲۰-۵۰	بسیار کم ۵°-۰	پرعیارسازی کانی‌های سنگین، باطله‌های فلوتاسیون و ... (M)
۱۰	مخروط ریچارد	(۰/۱-۰/۶) ۰/۰۵-۳	۵۵ -۷۰	۱۷°	پرعیارسازی تنگستن، ماسه‌های ساحلی، قلع، طلا، منیتیت، ایلمنیت و ... (M, I, A)
۱۱	مارپیچ همفری	۰/۰۵-۳	۱۵ -۵۵	کم تا زیاد	پرعیارسازی ماسه‌های ساحلی، شیلیت، ولفرامیت، کرومیت، باریت و ایلمنیت، زیرکن و روتیل و ...

* از مناسب‌ترین روش‌های ثقلی برای آرایش ذرات ۱۰۰-۵ میکرون می‌توان از میز و نوار بارتلی استفاده نمود.

۲-۱۵. پرعیارسازی به روش میز لرزان

از بالا به پایین طول موانع افزوده می‌شود، ارتفاع این موانع نیز به تدریج کم می‌شود تا جایی که قسمتی از میز بدون مانع است. پرعیار شدن نهایی در منطقه بدون مانع صورت می‌گیرد. در پشت مانع تجمع مواد به صورتی است که ذرات ریز سنگین در ته و ذرات درشت سبک در بالا قرار می‌گیرند. وسیله مناسب برای تغذیه میز، کلاسیفایر است.

در مورد میز لرزان، در حالتی که سه ذره سبک، سنگین و میانی با یک سایز بر روی میز قرار دارند، با توجه به نیروهای عامل در میز، ذره سبک کوتاه‌ترین مسیر را طی می‌کند.

- به منظور تهیه بار اولیه میزهای لرزان بهتر است دامنه دانه‌بندی بار ورودی را با طبقه‌بندی به وسیله کلاسیفایرهای مکانیکی کاهش دهیم.
- برای برآورد هدف ابعادی جهت دامنه ابعادی کاربرد روش‌های آرایش ثقلی با توجه به نسبت چگالی مؤثر کانی‌ها، باید در تهیه بار اولیه از وسایلی استفاده شود تا دانه‌بندی حتی‌المقدور درشت باشد (بهتر است از سرند به جای سیکلون استفاده شود).

امروزه از این دستگاه، که احتمالاً مؤثرترین نوع دستگاه ثقلی نیز هست، برای پرعیارسازی اولیه مواد دانه‌ریز و در بعضی مواقع به عنوان پرعیارسازی نهایی (محصول رافر تولید شده از دیگر روش‌های ثقلی) موادی چون کاسیتریت، شیلیت، باریت، کرومیت، تانتالیت، زغال‌سنگ و بسیاری دیگر استفاده می‌شود.

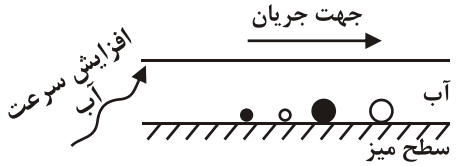
این وسایل از ظرفیت مناسب و بازدهی بالایی برخوردارند.

- جدایش ذرات در میز لرزان به وسیله چهار مکانیزم مختلف که هم‌زمان در سطح میز رخ می‌دهد، انجام می‌گیرد.

۱- مکانیزم جدایش ذرات در جریان لایه نازک آب: چنان‌چه لایه نازکی از آب بر روی یک سطح به حرکت درآید، سرعت آب از سطح بستر به طرف سطح آزاد به‌طور خطی افزایش می‌یابد. بنابراین طی این مکانیزم، بزرگ‌ترین ذره کانی سبک دارای بیش‌ترین سرعت و کوچک‌ترین ذره کانی سنگین دارای کم‌ترین سرعت خواهد بود.

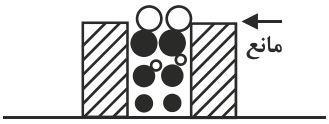
بدیهی است بزرگ‌ترین کانی سنگین و ریزترین کانی سبک با سرعتی متوسط در حد فاصل آن‌ها متمرکز خواهد شد.

۲- سقوط با مانع: در مکانیزم سقوط با مانع، ذرات با ابعاد و جرم مخصوص مختلف، لایهٔ کاملاً فشرده‌ای را در پشت موانع تشکیل می‌دهند و طبقه‌بندی ذرات در چنین شرایطی مشابه جدایش ذرات در لایه نازک آب است.

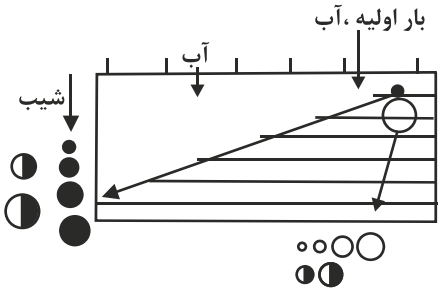


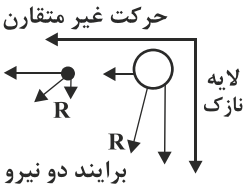
۳- چکیده شدن ذرات: بعد از مرحله سقوط با مانع، چکیده شدن ذرات انجام می‌گیرد که طی آن ذرات ریز کانی سنگین از لابه‌لای ذرات درشتی که از قبل ته‌نشین شده‌اند چکیده و ته‌نشین می‌شوند.

۴- شتاب غیرمتقارن حاصل از حرکت نوسانی میز: در این مکانیزم، حرکت نوسانی در اثر سیستمی خاص در جهت طول میز به آن منتقل می‌شود. این حرکت به گونه‌ای است که باعث حرکت آرام میز به جلو و برگشت سریع میز به عقب می‌شود. بنابراین ذرات جامد موجود در سطح میز، در امتداد طول آن به جلو پرتاب می‌شوند.

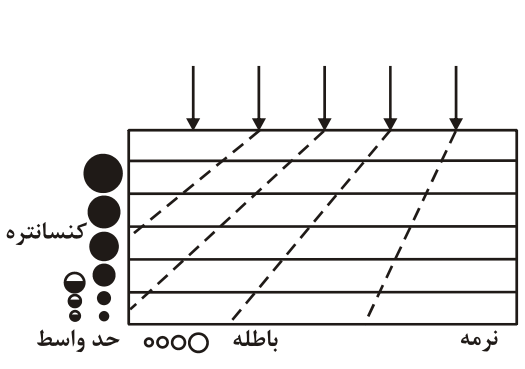


بیش‌ترین نیرویی که ذرات تحت تأثیر آن‌ها قرار می‌گیرند یکی ناشی از حرکت نوسانی میز در جهت طول آن و دیگری ناشی از حرکت لایه نازک آب در امتداد خط بزرگ‌ترین شیب میز و عمود بر امتداد حرکت میز است. بنابراین برآیند این دو نیرو حرکت ذرات در امتداد قطر میز خواهد بود که خود بهترین ابزار کنترل در عملیات صنعتی است. بدین ترتیب ذرات کوچک‌تر و سنگین‌تر عمدتاً در جهت طول حرکت خواهند داشت و به بخش انتهایی میز (محلی که صاف است و موانعی ندارد) هدایت می‌شوند. ذرات درشت کانی سبک نیز با پرش از موانع به بخش باطله انتقال می‌یابند. بدیهی است بسته به میزان درجه آزادی و یا دیگر پارامترهای عملیاتی، ممکن است ذراتی با ابعاد و جرم مخصوص متوسط در حد فاصل این بخش به عنوان محصول حد واسط حاصل شود.

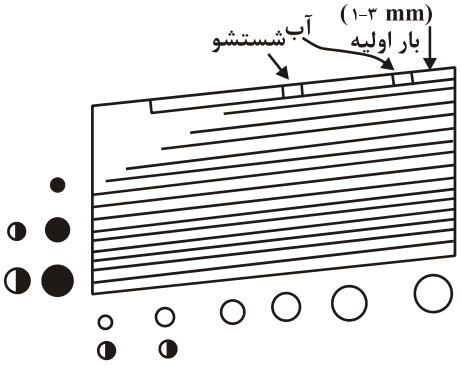




- میز مورب (قطری) نسبت به میز مستطیلی سطح آن ۴۰٪ بیش‌تر از موانع پوشیده شده و موانع، فضاهای کم عمق‌تری را می‌سازند. از ویژگی‌های میز مورب (قطری)؛ ظرفیت زیاد، تولید کنسانتره پرعیارتر، کاهش ذرات حد واسط و بازیابی بهتر مواد دانه‌ریز است.
- میزهایی که مکانیزم انتقال حرکت در آن‌ها هیدرولیکی است جهت آرایش ذرات درشت (۳mm-۱)، ریز (۱-۰/۲mm) و بسیار ریز (ریزتر از ۰/۲mm) استفاده می‌شود.



میز با موانع کامل



میز با موانع غیر کامل

در میزهایی که با جریان هیدرولیکی کار می‌کنند از آن‌جا که انتخاب در حرکت نوسانی میز (فرکانس و دامنه نوسانات) محدود نمی‌باشد از این‌رو برای آرایش مواد درشت و نرمه پیشنهاد می‌شوند. سرعت انتقال شدید مواد، ظرفیت زیاد به ازای هر میز نسبت به نوع مکانیکی و چند منظوره بودن آن از دیگر محسنات این دستگاه می‌باشد.

- میزهایی که در آن جعبه باردهی هم‌زمان با میز حرکت می‌کنند از بهترین انواع میزها هستند.
- برای آن‌که بتوان دو کانی را به‌طور مؤثر از یک‌دیگر جدا ساخت، بایستی جرم مخصوص آن‌ها اختلاف قابل توجهی با هم داشته باشند. مادام که معیار جدایش بیش‌تر از ۱/۲۵ نباشد، اگر جدایش فقط بر اساس جرم مخصوص استوار باشد، جدایش مؤثر نخواهد بود. مشابه چنین وضعیتی را می‌توان در مورد جدایش مواد حد واسط و باطله دید. اگر معیار جدایش بیش‌تر از ۲/۵ باشد، جدایش ساده و بسیار مؤثر خواهد بود. از سوی دیگر چنان‌چه ذرات از نظر شکل شدیداً با یک‌دیگر اختلاف داشته باشند، اگر معیار جدایش نیز یک باشد می‌توان به جدایش مطلوبی دست یافت.
- هرچه بار ورودی به میز دانه‌ریزتر باشد، باید فرکانس را بیش‌تر و دامنه نوسان را کوتاه‌تر انتخاب کرد و به‌عکس، برای بار دانه‌درشت باید فرکانس را کم‌تر و دامنه نوسان را بلندتر در نظر گرفت. ذرات ریز به محض تماس با میز نسبت به ذرات درشت، بیش‌تر به سطح میز می‌چسبند و در نتیجه هرچه دامنه نوسان کوتاه‌تر انتخاب شود، امکان وقوع چنین حالتی کم‌تر است. ظرفیت واحد میز لرزان برای آرایش زغال‌سنگ بیش‌تر از آرایش کرومیت است.

ماهیت ابعاد (مواد)	دامنه نوسان (mm)	فرکانس نوسان (rpm)
درشت	۱۲-۲۵	۲۶۰-۳۰۰
ریز	۸-۲۰	۲۸۰-۳۲۰
زغال‌سنگ	۲۰-۲۵	۲۶۰-۲۸۵

در عملیات رافر از دامنه‌های طولانی و در مراحل شستشو از دامنه‌های کوتاه استفاده می‌شود. چنان‌چه اختلاف جرم مخصوص بین کانی و مواد همراه (گانگ) ناچیز باشد، دامنه نوسان باید کوتاه‌تر انتخاب شود.

- چنان‌چه شیب عرضی میز زیادتر از حد لازم باشد، بار بدون طبقه‌بندی به بخش باطله انتقال می‌یابد.

چنان‌چه شیب عرضی و طولی کم باشد، میزان کم‌تری از مواد بدون طبقه‌بندی به بخش باطله هدایت می‌شود. چنان‌چه باطله و یا مواد سبک از بخش کنسانتره خارج شود، ارتفاع و یا شیب عرضی را باید کاهش داد و اگر کنسانتره و مواد سنگین از بخش باطله خارج شوند، عکس چنین عملی باید انجام گیرد.

- بهترین شیب میز شیبی است که طی آن، ذرات کانی سنگین در امتداد طول میز سریع‌تر از ذرات کانی سبک حرکت کنند. در چنین شرایطی، بازدهی میز نیز افزایش می‌یابد. هرچه ابعاد ذرات بزرگ‌تر و جرم مخصوص آن‌ها بیش‌تر باشد، میزان شیب طولی نیز بیش‌تر است. به‌طور کلی اختلاف ارتفاع دو لبه میز در جهت طول آن نباید از ارتفاع موانع کم‌تر باشد. زیرا جریان آب به جای آن‌که در جهت عمود بر موانع حرکت کند، در امتداد آن‌ها حرکت خواهد کرد.
- به منظور توزیع بهینه مواد، معمولاً حداقل شیب عرضی را در سطح میز در نظر می‌گیرند.

اگر این شیب زیاد باشد، قدرت انتقال مواد و در نتیجه ظرفیت میز افزایش می‌یابد ولی خطوط توده‌ای کنسانتره باریک‌تر خواهد شد و انتخاب دقیق نقاط تخلیه در سطح میز را مشکل خواهد ساخت. البته چنین شرایطی برای عملیات رافر (پرعیارسازی اولیه) که شیب زیاد و شدت جریان کم آب را به دنبال دارد مناسب است ولی توصیه می‌شود که در عملیات نهایی (شستشو) از شیب کم و شدت جریان آب زیاد استفاده شود.

ابعاد ذرات	شیب طولی میز ($\frac{mm}{m}$)	شیب عرضی میز ($\frac{mm}{m}$)
درشت	۱۲ - ۲۵	۲۰ - ۲۵
متوسط	۹ - ۱۵	۱۵ - ۳۰
ریز	۲ - ۹	۸ - ۲۰
بسیار ریز (نرمه)	۱ - ۷	۴ - ۱۲

طراحی موانع در سطح میز به منظورهای زیر صورت می‌گیرد:

۱- افزایش ظرفیت پرعیارکنندگی میز

۲- توزیع و پخش بار اولیه در سطح میز

۳- ایجاد کانال‌های مناسب برای اجرای سقوط با مانع و چکیده شدن ذرات

۴- انتقال لرزش مناسب به مواد

۵- کمک به تشکیل لایه فوقانی پس از لایه‌بندی در پشت موانع و هدایت مناسب آب شستشو در جهت عمود بر موانع

۶- هدایت مناسب ذرات ریز و درشت سنگین به بخش انتهایی میز

- طبقه‌بندی ذرات در پشت موانع به نحوی انجام می‌گیرد که کوچک‌ترین کانی سنگین در پایین و بزرگ‌ترین ذرات کانی سبک در قسمت بالا قرار می‌گیرند. موانع به گونه‌ای طراحی می‌شوند که با کاهش تدریجی آن بتوان تماس ذرات کوچک‌تر و سنگین‌تر را با جریان لایه نازک آب به تدریج میسر ساخت. برای پرعیارسازی ذرات درشت، از موانع با ارتفاع زیاد و برای پرعیارسازی نرمه‌ها، از موانع با ارتفاع کم استفاده می‌شود.

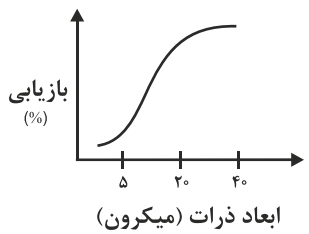
فضای بین دو مانع حداقل باید از سه برابر بزرگ‌ترین ابعاد ذرات بیش‌تر باشد تا بتوان از جهش و پرش و یا مسدود شدن فضا توسط ذرات درشت جلوگیری کرد.

- دانه‌بندی بار ورودی باید محدود باشد و به هیچ وجه نباید از باری با دانه‌بندی وسیع استفاده شود.

به منظور تهیه بار اولیه میزهای لرزان بهتر است دامنهٔ دانه‌بندی بار ورودی را با طبقه‌بندی به وسیلهٔ کلاسیفایرهای هیدرولیکی کاهش دهیم.

معمولاً برای کان‌سنگ‌های مختلف حداکثر ابعاد مجاز بار ورودی ۳mm است، اگرچه ممکن است با میزهایی که کاملاً از موانع پوشیده شده است تا ابعاد ۹mm را نیز پرعیار کرد.

امروزه بار ورودی به کلیه میزهای لرزان به حدود ۲mm محدود می‌شود. در مورد زغال‌سنگ، ذراتی تا حد ۱۵mm را نیز می‌توان توسط میز شستشو داد و تا ابعاد ۳۰mm نیز دستگاه‌هایی با ظرفیت بسیار زیاد امکان‌پذیر است.



- در میز جدایش ابعاد و جرم مخصوص ذرات هم‌زمان صورت می‌گیرد.

- در جریان‌های لایه نازک آب، طبقه‌بندی مواد به گونه‌ای انجام می‌گیرد که ابتدا ذرات ریز سنگین، سپس ذرات درشت سنگین و ریز سبک و به دنبال آن ذرات درشت سبک قرار می‌گیرند، چنین وضعیتی مخالف حالتی است که ذرات، در کلاسیفایر هیدرولیکی طبقه‌بندی می‌شوند.
- در بیش‌تر مواقع به‌خصوص هنگامی که میز به عنوان یک دستگاه رافر عمل می‌کند و عیار کنسانتره رافر نسبت به بازیابی چندان اهمیت ندارد آماده‌سازی مقدماتی بار اولیه ضروری است.

بنابراین آماده‌سازی و مراحل کلی کار شامل نرمه‌گیری اولیه، عملیات رافر، طبقه‌بندی کنسانتره رافر و پرعیارسازی نهایی است. چنان‌چه هدف از عملیات، افزایش عیار و بازیابی باشد آماده‌سازی کامل بار اولیه امری لازم است. بنابراین آماده‌سازی بار اولیه کارآیی و بازدهی دستگاه را افزایش می‌دهد.

- هرچه معیار جدایش بزرگ‌تر باشد، جدایش سریع‌تر و ظرفیت افزایش می‌یابد. از آن‌جا که متوسط ابعاد ذرات زغال‌سنگ درشت‌تر از متوسط ابعاد ذرات سایر کانی‌هاست، از این‌رو، ظرفیت میزهای زغال‌شویی به مراتب بیش‌تر از ظرفیت میزهایی است که سایر کانی‌ها با آن پرعیار می‌شوند. در عمل، وقتی قابلیت شستشوی مواد، نسبتاً ساده باشد، «باردهی بیش از حد» (Over Loading) تا میزان ۲۵٪ مشکلی ایجاد نمی‌کند ولی چنان‌چه درصد مواد با جرم مخصوص نزدیک به جرم مخصوص جدایش در بار اولیه افزایش یابد، «باردهی بیش از حد» حتی به میزان بسیار کم باعث کاهش بازدهی جدایش می‌شود.
- با افزایش نرخ بار ورودی و یا عیار بار ورودی محدوده خطوط حد واسط به سمت کنسانتره وسیع‌تر شده و بنابراین اختلاف کنسانتره و حد واسط را باعث می‌شود. دلیل این امر ناشی از انتقال حد واسط‌های پرعیارتر به بخش کنسانتره است که در مجموع عیار کنسانتره را کاهش می‌دهد. افزایش در نرخ باردهی و یا عیار، باعث وسیع شدن خطوط حد واسط شده و باعث می‌شود که حد واسط‌های کم عیار به بخش باطله منتقل شوند.

در عملیات رافر معمولاً برای کاهش میزان آب شستشو از شیب عرضی استفاده می‌کنند.

ولی در عملیات شستشو چون مصرف آب شستشو زیاد است، از این‌رو شیب باید در حداقل وضعیت لازم باشد. در پرعیارسازی نرمه‌ها نیز حجم زیادی از آب شستشو مورد نیاز است. معمولاً میزان آب لازم برای مراحل رافر، شستشو و نرمه‌آرایی به ترتیب ۷۰۰، ۱۰۰۰ و ۱۰۰۰-۸۰۰ گالن به ازای هر تن از مواد معدنی است.

- معمولاً برای شستشوی ذرات درشت و بسیار ریز زغال‌سنگ نیز میزان قابل توجهی آب لازم است. به‌طور کلی از کل آب مصرف شده در میز ۲۵٪ آن را آب شستشو تشکیل می‌دهد.
- به‌طور کلی برای آرایش ذرات درشت، درصد جامد نباید از ۲۵٪ کم‌تر باشد ولی در مورد آرایش نرمه‌ها این میزان به بیش از ۳۰٪ نیز می‌رسد.
- معمولاً مصرف انرژی طی عملیات از آن‌چه در زمان نصب پیش‌بینی می‌شود کم‌تر است.

۲-۱۶. پرعیارسازی ثقلی به روش مارپیچ‌ها

جداکننده‌های مارپیچی از جمله جداکننده‌های ثقلی نسبتاً مدرنی هستند که در سال ۱۹۴۰ میلادی عرضه شدند. اولین مارپیچ صنعتی به نام مارپیچ هامفری در سال ۱۹۴۳ میلادی ساخته شد و کاربرد اولیه صنعتی آن پرعیارسازی ماسه‌های کروم‌دار بود. هم چنین برای پرعیارسازی کانسارهای ساحلی به‌خصوص ماسه‌های ایلمنیتی، مونازیتی، روتیل‌دار، زیرکن‌دار و بسیاری دیگر.

مارپیچ‌ها از بهترین دستگاه‌های ثقلی برای شستشوی ذرات ۱mm-۰/۲ زغال‌سنگ‌اند، زیرا در روش واسطه سنگین (نوع سیکلون) ذرات تا ابعاد (بزرگ‌تر از ۰/۵ میلی‌متر) را می‌توان پرعیار کرد و ریزتر از این حد را فقط با فلوتاسیون می‌توان آرایش داد.

- با پایین آمدن پالپ بر روی مسیر مارپیچ، لایه‌بندی در جهت قائم تشکیل می‌شود و دلیل آن تأثیر ترکیبی سقوط با مانع و چکیده شدن ذرات است. به نظر می‌رسد نیروی (Bagnold) (نیروی عمود بر سطح برش و به عبارتی عمود بر سطح جریان که مخالف نیروی ثقل است) نیز در لایه‌بندی مواد بسیار مؤثر باشد و دلیل آن ناشی از نرخ نسبتاً زیاد برش در محدودهٔ فضای مارپیچ است.

کانی‌های سنگین به ناحیه‌ای که سرعت کم‌تر است هدایت می‌شوند و به شکل نواری، بخش داخل مارپیچ را می‌پیمایند، درصورتی‌که ذرات سبک با تشکیل لایه‌ای در بالای ذرات سنگین به ناحیه‌ای که سرعت در آن زیاد است، رانده می‌شوند و تحت تأثیر نیروی گریز از مرکز بسیار زیاد قرار می‌گیرند و بخش خارجی مارپیچ را اشغال کرده و به سمت پایین حرکت می‌کنند.

دلیل اصلی جدایش:
- به عقیدهٔ میلز (Mills): سقوط با مانع
- به عقیدهٔ بونسو (Bonsu): طبقه‌بندی معکوس که طی آن ذرات ریز سنگین ترجیحاً به سمت نوار کنسانتره منتقل می‌شوند.

- به‌طور کلی نیروهای ترکیبی متفاوتی نظیر طبقه‌بندی ناشی از سقوط با مانع، چکیده شدن ذرات، نیروی بگ‌نولد و نیروی چرخشی متقاطع باعث جدایش ذرات در مارپیچ‌ها می‌شوند.

انواع مارپیچ‌ها:
- مارپیچ‌هایی با مجرای متعدد ← مارپیچ‌های هامفری
- مارپیچ‌هایی با مجرای محدود ← نسل جدید این وسایل

مارپیچ با مجرای متعدد:
- مارپیچ هامفری
- مارپیچ GEC
- مارپیچ ریچارد
- مارپیچ ویکرز (Vickers (VXS))

مارپیچ هامفری (قدیمی‌ترین نوع مارپیچ): از نوع کم شیب برای جدایش موادی با اختلاف جرم مخصوص کم و از نوع پر شیب برای تولید محصولی کم عیارتر استفاده می‌شود.

نوع استاندارد این دستگاه با ۵ و یا ۷ پیچ به منظور پرعیارسازی اولیه به‌کار می‌رود و از نوع سه پیچ آن برای پرعیارسازی نهایی استفاده می‌شود. معمولاً در آرایش زغال‌سنگ از نوع شش پیچ و با شیب کم استفاده می‌شود.

- اثر منفی باردهی کم‌تر از حد (Under Loading) به این دستگاه‌ها بیش‌تر از باردهی بیش از حد است.

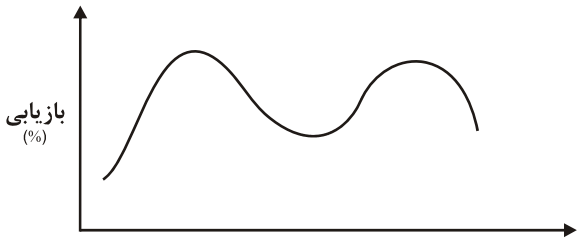
- مارپیچ ریچارد، معمولاً به صورت مضاعف ساخته می‌شود. جریان یکنواخت پالپ، سهولت جریان و انعطاف زیاد از محسنات این دستگاه‌ها است.
- مارپیچ با مجرای محدود: این مدل‌ها، که بیش‌تر به مدل ریچارد- ویکرز معروفند، فقط یک مجرا در قسمت تحتانی مارپیچ دارند و بخش آب شستشو حذف شده و یا از آن کم‌تر استفاده می‌شود. مارپیچ‌های ویکرز نیز با مدل‌های FGL و FGH به ترتیب برای پرعیارسازی مواد کم عیار و پرعیار ارائه شده‌اند. این مارپیچ‌ها به گونه‌ای طراحی شده‌اند که با تغییر بار ورودی (عیار، تناژ و جرم مخصوص) در مسیر حرکت ذرات تغییری ایجاد نمی‌شود.

در سیکلومارپیچ‌ها، در مدل I (برای پرعیارسازی مواد کم عیار) و مدل V (برای پرعیارسازی مواد پرعیار) با تغییرات خاصی که در شیب و بدنه مارپیچ ایجاد شده است می‌توان سرعت حرکت مواد سنگین را نزدیک به محور دستگاه کم کرد و بدین ترتیب می‌توان بازیابی مواد سنگین در کنسانتره را افزایش داد.

افزایش قطر مارپیچ باعث افزایش ظرفیت شده و می‌توان موادی با ابعاد درشت‌تر را پرعیار کرد.

- مارپیچ‌های چند مجرا از جمله متداول‌ترین انواع این وسایل هستند و نحوه کنترل و ویژگی‌های مربوط به آن‌ها با یک‌دیگر متفاوت است. بازدهی هر مارپیچ به نحوه تنظیم دریچه‌های خروجی کنسانتره که تعداد آن‌ها به ۱۵ نیز می‌رسد وابسته است.
- برای پرعیارسازی مواد دانه‌ریز، معمولاً از مدل ریچارد ۶ پیچ که شیب آن ملایم و پیچ آن پهن است استفاده می‌شود. بازیابی کان‌سنگ‌های دانه‌ریز آهن با پیچ‌هایی با شیب تند (۴۴۵mm) بهتر از مدل‌های دیگر (۳۴۳mm) است.
- مارپیچ‌هایی با مقطع بیضی شکل که نسبت محور در آن‌ها ۲ به ۱ است، مناسب‌تر می‌باشند.
- معمولاً بهتر است برای بار اولیه ریزدانه (۰/۲mm-۰/۰۵) از مارپیچ‌هایی با قطر کوچک‌تر (۵۰۰mm-۴۰۰) و برای موادی با دانه‌بندی ۲mm-۱ از مارپیچ‌هایی با قطر بزرگ‌تر (۱۵۰۰mm-۱۰۰۰) استفاده شود.
- هرچه ابعاد ذرات بزرگ‌تر باشد بازیابی بیش‌تر می‌شود.
- وقتی عیار بار اولیه بسیار بالا باشد، تقریباً $\frac{۲}{۳}$ وزن کنسانتره از دو پیچ اول مارپیچ خارج می‌شود و با پایین آمدن مواد، عیار نیز کاهش می‌یابد و به همین نسبت دریچه‌های خروجی به تناسب عیار باید تنگ‌تر شوند. بنابراین دریچه‌ها باید به نحوی تنظیم شوند که کنسانتره با عیار یکنواخت از آن خارج شود و چنان‌چه حجم خروجی مواد در نظر گرفته شود، کارآیی را به شدت کاهش می‌دهد.
- در مرحله رمق‌گیری که هدف افزایش بازیابی نسبت به عیار است، باید دریچه را کاملاً در آن سوی حاشیه آشکار نوار تنظیم کرد و چنان‌چه هدف شستشوی نهایی (افزایش عیار) باشد زبانه دریچه را باید تقریباً در داخل این حاشیه تنظیم کرد.
- برای جدایش مؤثر، قطر ماکزیمم ذره باید در حد ۱mm باشد ولی ذرات کانی سبک، تا حد ۳mm را می‌توان جدا کرد. در مورد زغال‌سنگ حد ماکزیمم ابعاد تا ۶mm نیز می‌رسد. بهترین وسیله طبقه‌بندی برای ذرات با ابعاد ماکزیمم قبل از عملیات مارپیچ، دستگاه طبقه‌بندی‌کننده هامفری با جریان مخالف است. این دستگاه مشابه سیکلون عمل می‌کند و از بخش ته‌ریز آب شستشو به داخل دستگاه وارد می‌شود که طی آن ذرات درشت سنگین به بخش ته‌ریز انتقال می‌یابند ولی ذرات درشت سبک به همراه ذرات ریز سنگین به بخش سرریز منتقل شده و از آن‌جا به مارپیچ‌های شستشودهنده هدایت می‌شوند.
- مارپیچ بر اساس سقوط با مانع کار می‌کند. بهتر است با سرشکن کردن ذرات درشت توسط سرند و نرمه‌گیری ذرات زیر ۶۰μ دانه‌بندی بار را کنترل کرد.

- هرچه ابعاد ذرات بیش‌تر شود (تا یک حدی)، بازیابی بیش‌تر می‌شود. حتی آرایش اولیه ذرات تا ابعاد ۱۵ میکرون را نیز می‌توان با بازیابی قابل قبولی انجام داد.
- منحنی بازیابی دو نقطه اوج دارد.



ابعاد ذرات (میکرون)

در محدودهٔ ابعاد درشت، به دلیل درگیر بودن ذرات کانی سنگین، تنها مارپیچ رمق‌گیر با نسبت تغلیظ پایین مؤثر است وجود نقطه اوج منحنی در محدودهٔ ابعاد درشت به همین دلیل است. در مورد ذرات ریز درگیری مکانیکی و انتقال ذرات ریز آزاد در مدار رمق‌گیری، دلیل نقطه اوج منحنی در محدودهٔ ابعاد ریز است.

- در مورد زغال‌سنگ نیز وقتی مارپیچ‌ها به عنوان شستشودهنده نهایی وارد عمل شوند، ذرات ریزتر از ۷۵μ را در بار اولیه باید حذف کرد. به‌طور کلی مادام که گرانروی از حد مجاز بیش‌تر شود، مارپیچ‌ها جواب‌گو هستند ولی بهتر است ذرات ریزتر از ۷۵ میکرون را با دستگاه‌های دیگری تغلیظ کرد.
- اگر اختلاف قابل توجهی بین شکل ذرات وجود داشته باشد، جدایش مؤثری حتی با نسبت پرعیارسازی یک، نیز امکان‌پذیر خواهد بود.
- باردهی کم‌تر از حد بهینه در مارپیچ‌ها، اثرش به مراتب نامطلوب‌تر از زمانی است که دستگاه با باردهی بیش از حد خود کار کند.
- با افزایش جریان سیال، سرعت متوسط سیال و در نتیجه نیروی گریز از مرکز نیز افزایش می‌یابد و سرانجام باعث می‌شود که ذرات ریز سنگین، همراه با ذرات حد واسط، به ناحیه پر تلاطم پیچ منحرف شوند و بازیابی را کاهش دهند. با کاهش جریان سیال، نیروی گریز از مرکز نیز کاهش می‌یابد و در نتیجه ذرات باطله به داخل نوار کنسانتره هدایت می‌شوند و عیار کنسانتره را کاهش می‌دهد.

هرچه دبی پالپ (جریان سیال) در مارپیچ افزایش یابد، عیار کنسانتره افزایش، بازیابی کاهش و نسبت تغلیظ افزایش می‌یابد.

- میزان درصد جامد در پالپ به نوع مارپیچ وابسته است. هرچه جرم مخصوص پالپ بیش‌تر باشد، اختلال در مسیر جریان نیز بیش‌تر است به نحوی که ذرات مستقیماً از مرحله سقوط با مانع به مرحله طبقه‌بندی معکوس منتقل می‌شوند.
- چنان‌چه در بار اولیه، میزان کانی‌های سنگین زیاد و ابعاد ذرات درشت باشد، میزان مصرف آب شستشو نیز افزایش می‌یابد. برای مدارهای رمق‌گیر و پرعیارسازی اولیه می‌توان از آب در گردش پس از تصفیه استفاده کرد و توصیه می‌شود در مدارهای پرعیارسازی نهایی حتماً آب پاکیزه به‌کار رود.

کاربرد مارپیچ‌ها

۱- جدایش دو کانی از یک‌دیگر، مشروط بر این‌که ذرات به درجه آزادی مناسب برسند، حداقل اختلاف جرم مخصوص بین دو کانی موجود باشد، شکل دو ذره با هم متفاوت باشد و محدوده دانه‌بندی کانی‌های سنگین بین ۲mm-۰/۰۳ باشد.

۲- برای تولید کنسانتره و باطله در یک مرحله پرعیارسازی اولیه

۳- برای تولید کنسانتره و باطله به عنوان مرحله نهایی پرعیار سازی

۴- تولید کنسانتره تجمعی از کانی‌های سنگین و یک باطله نهایی پرعیارساز که ممکن است، کنسانتره تجمعی جهت پرعیارسازی نهایی وارد فرآیند دیگری شود.

۵- رمق‌گیری باطله، خردایش کنسانتره رافر و پرعیارسازی مجدد آن

۶- برای پرعیارسازی اولیه و نهایی کان‌سنگ‌های آهن

۷- در پرعیارسازی ماسه‌های ساحلی و کان‌سنگ‌های کروم‌دار کاربرد وسیعی دارند.

۸- در پرعیارسازی اکسیدهای فلزی

۹- در پرعیارسازی و جدایش آزاد ذرات طلا

۱۰- در پرعیارسازی محصولات فرعی (تنگستن و قلع) از باطله‌های مولیبدن

۱۱- برای آرایش نرمه‌های زغال‌سنگ

۱۲- در پرعیارسازی مواد دیگر چون باریت، منگنز، اکسیدهای سرب و روی و سولفیدها کاربرد دارد.

۱۳- در جدایش میکا و ورمیکولیت از مواد سیلیکاته به‌کار می‌روند.

۲-۱۷. پرعیارسازی ثقلی به‌وسیلهٔ ناوهای شستشو و مخروط‌ها

ناوهای قدیمی به «جعبه‌های شستشو» معروف بود.

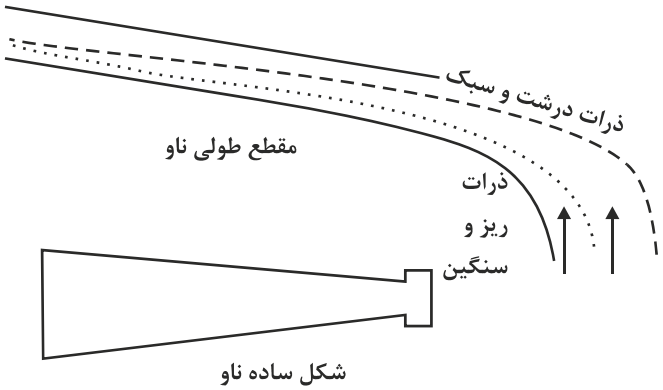
کانال‌های شستشو، پالونگ (Palong) نیز نامیده می‌شوند.

- جعبه‌های شستشو و پالونگ‌ها به منظور پرعیارسازی اولیه ذرات ریز سنگین از ذرات درشت با استفاده از حجم بسیار زیاد آب به‌کار می‌روند و کنسانتره اولیه‌ای که با این روش‌ها حاصل می‌شود، نیاز مجدد به پرعیارسازی دارند. اساسی‌ترین کاربرد جعبه‌های شستشو در پرعیارسازی اولیه طلاهای پلاسری بوده است و امروزه نیز در این زمینه مورد استفاده قرار می‌گیرد.
- از ناوها برای پرعیارسازی اولیه، به‌ویژه وقتی که بار اولیه دانه‌درشت با دانه‌بندی وسیع و کانی‌های با ارزش به صورت آزاد باشد استفاده می‌شود.

شیب جعبه شستشو، جریان آب شستشو و ابعاد جعبه باید به گونه‌ای طراحی شود که با عبور ذرات درشت سبک از سطح موانع بتوان، ذرات درشت سنگین (طلا) را در پشت موانع مهار کرد.

- هرچه طول جعبه‌های شستشو بیش‌تر باشد، بازیابی بیش‌تر می‌شود.
- جعبه‌های شستشو وسیله مناسبی برای آرایش ذرات زیر ۲mm طلا نیستند. بازیابی برای کانی‌های با ارزشی که ابعاد آن درشت‌تر از ۶۰ مش است، در حدود ۷۰ درصد و برای ذرات درشت‌تر از ۳۰ مش (در مورد کاسیتریت) ۹۷٪ است.
- **پالونگ:** پالونگ از نام محلی جعبه شستشو در جنوب شرقی آسیا گرفته شده است و برای بازیابی کاسیتریت از رسوبات آبرفتی مورد استفاده قرار می‌گیرد. از این کانال‌ها بر پرعیارسازی اولیه قلع در مالزی استفاده می‌شود.

- **ناوهای پیشرفته:** با جریان رو به پایین پالپ، یک گرادیان سرعت در لایه در حال حرکت ایجاد می‌شود و بدین ترتیب ذرات بر روی سطح شیب‌دار طبقه‌بندی می‌شوند و ذرات ریز و سنگین تحت دو مکانیزم سقوط با مانع و چکیده شدن ذرات بر روی سطح با سرعتی کندتر از ذرات درشت و سبک که در لایه‌های بالاتر قرار گرفته‌اند حرکت می‌کنند.



- از این وسایل برای آن دسته از مواد معدنی که مشکل درگیری ندارند و به درجه آزادی لازم رسیده‌اند استفاده می‌شود، مانند ماسه‌های ساحلی. طول آن‌ها یک متر و عرض قسمت بالا و پایین به ترتیب ۲۰۰ و ۲۵ میلی‌متر است و معمولاً با شیب ۲۰ درجه نصب می‌شوند. مقدار جامد در حدود ۶۰ درصد است و تا ابعاد ۳۷ میکرون را می‌توان با این وسایل پرعیار کرد. بنابراین به منظور کاهش گرانروی، باید از بار اولیه نرمه‌گیری شود و بهتر است ذرات ریز ۲۰ میکرون را از بار اولیه خارج ساخت.

از قدیمی‌ترین انواع این وسایل می‌توان به Cannon اشاره کرد.

از جدیدترین نوع ناوهای پیشرفته می‌توان به لَم‌فلو اشاره کرد. شیب این وسیله در حدود °۱۵، حد فوقانی ابعاد در حدود ۱۰ مش و حد تحتانی آن ۳۷ میکرون است. میزان جامد در پالپ در حدود ۶۵-۵۲ درصد و ظرفیت آن ۶-۴ تن در ساعت است.

- **مخروط ریچارد:** به منظور غلبه بر مشکلات ناشی از تماس پالپ با دیواره‌های ناو که کاهش بازدهی را نیز به دنبال داشت، ناوهایی بدون دیواره ساخته شد. به منظور پرعیارسازی ماسه‌های ساحلی تیتانیوم‌دار، کان‌سنگ‌های آهن، تنگستن، قلع، طلا، مس، زیرکن، اورانیم و بسیاری دیگر. مخروط‌ها از جنس فایبرگلاس‌اند و ارتفاع آن‌ها به 6m نیز می‌رسد. قطر هر مخروط 2m و زاویه آن °۱۷ است. ظرفیت این جداکننده زیاد و بین ۹۰-۶۵ تن در ساعت است و در مواردی خاص به ۱۰۰-۴۰ تن در ساعت نیز می‌رسد.

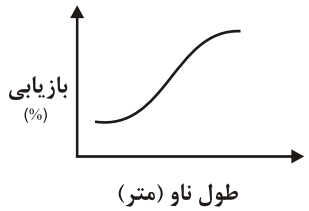
غلظت پالپ در بار ورودی محتوی ۷۰-۵۵ درصد جامد است. دانه‌بندی بار اولیه بین ۳-۰/۰۳ میلی‌متر ولی بازدهی جدایش برای ابعاد ۶۰۰-۱۰۰μ مطلوب‌تر است. برای ظرفیت‌های زیاد از مخروط‌ها و برای ظرفیت‌های کم از ناوها استفاده می‌شود. استفاده از ناوهای چند مرحله‌ای از نظر نوسانات بار اولیه نسبت به مخروط‌ها ارجحیت دارد ولی کنترل عملیات در مخروط‌ها ساده‌تر است. زاویه مخروط‌ها در مخروط ریچارد ثابت و °۱۷ است ولی در ناوها بین ۲۰-۱۴ درجه قابل تنظیم است و به همین دلیل ناوها نسبت به مخروط‌ها در مورد ذرات درشت انعطاف‌پذیرترند.

- میز راندلیز به منظور پرعیارسازی طلا: از این وسیله، پس از مرحله آسیای ثانویه استفاده می‌شود و نسبت به ذرات درشت باطله انعطاف‌پذیرتر از ناوها و مخروط‌ها است. غلظت پالپ محتوی ۶۰ درصد جامد و ظرفیت میز در حدود ۶۰

تن در ساعت به ازای هر متر از عرض آن است. از این جداکننده به عنوان پرعیارسازی اولیه طلا استفاده می‌شود و پرعیارسازی نهایی کنسانتره به کمک میزهای لرزان انجام می‌گیرد.

- ناوهای پیشرفته دستگاه‌های بسیار ساده و ارزان قیمتی هستند که برای دست‌یابی به بازدهی بهینه، در شکل‌های مختلفی ساخته می‌شوند.

برای شدت جریان مشخصی از پالپ طول حداقلی لازم است که بیش از آن در بازدهی بهبود قابل توجهی ایجاد نمی‌شود.



برای شدت جریان‌های کم، طول مؤثر ناو در حدود ۷۰cm است و ممکن است به ۱/۵ متر نیز برسد.

برای دست‌یابی به جدایش بهینه، ضخامت لایه (که با عرض ناو در ناحیه تخلیه ارتباط دارد) باید زیاد باشد.

- اگر شیب ناو، مناسب انتخاب نشود (شیب بین °۲۰-۷ متغیر است) طول ناو برای ظرفیت مودر نظر افزایش می‌یابد.
- برای غلطیدن و یا لغزش ذرات در سطح شیب‌دار، سطح باید حداقل شیب مناسب داشته باشد (شیب بحرانی) و چنان‌چه شیب کم‌تر از حد بحرانی باشد، ذرات در سطح متوقف می‌شوند.

برای این‌که جدایش به‌طور مؤثر انجام گیرد، شیب میز باید °۲-۱ بیش‌تر از حد بحرانی آن باشد. بنابراین با افزایش شیب، بازدهی جدایش زیاد می‌شود ولی چنان‌چه شیب از حد استاندارد خارج شود، در اثر تلاطم پالپ در سطح، بازدهی به شدت کاهش می‌یابد.

- عیار کنسانتره در مخروط‌ها سیر نزولی دارد یا باید داشته باشد.
- جداکننده‌ها باید به گونه‌ای طراحی شوند که از تلاطم لایه در حال حرکت در منطقه جدایش جلوگیری کنند.
- درشت‌ترین ابعاد ذراتی را که می‌توان به وسیله ناوها و مخروط‌ها پرعیار کرد ۲ میلی‌متر است ولی برای جدایش مؤثر حدود ۰/۵mm پیشنهاد می‌شود. میزان ذرات زیر ۱۰ میکرون به‌خصوص ذرات کلوئیدی که باعث افزایش گرانروی پالپ می‌شود نیز باید کم‌تر از ۵٪ بار ورودی باشد.

معمولاً برای سرشکن کردن ذرات درشت از سرندها و ذرات نرمه از هیدروسیکلون‌ها استفاده می‌شود.

- معمولاً بهترین محدودهٔ مناسب دانه‌بندی برای ناوهای پیشرفته و مخروط‌ها ۰/۵-۰/۰۵ میلی‌متر است.
- جرم مخصوص پالپ باید برای ۲± درصد میزان بهینه جامد در پالپ کنترل شود. در مورد کانی‌های سنگین، تأثیر درصد جامد در پالپ در بازیابی محسوس‌تر از اثر آن در عیار کنسانتره است.

برای ناوها و مخروط‌ها معمولاً پالپی با درصد جامد ۶۵-۵۵٪ استفاده می‌شود.

- عیار بار اولیه و نوع کانی‌های موجود در پالپ در تعیین بهینه درصد جامد مؤثر است.

۲-۱۷-۱. کاربرد ناو و مخروط ریچارد

الف) برای جدایش دو کانی که به درجه آزادی مناسب رسیده باشند و معیار پرعیارسازی آن‌ها بیش‌تر از ۲ و دانه‌بندی آن‌ها بین ۱mm-۰/۰۵ باشد.

ب) از آن‌جا که مکانیزم جدایش بر اساس طبقه‌بندی معکوس انجام می‌گیرد، از این‌رو چنان‌چه دانه‌بندی ذرات سنگین، ریزتر از دانه‌بندی ذرات درشت باشد، به جدایش مؤثری می‌توان دست یافت.

ج) در پرعیارسازی اولیه بسیاری از مواد می‌توان از آن‌ها استفاده کرد مانند کان‌سنگ‌های سولفیدی، طلا، قلع، منیتیت و تنگستن

د) در پرعیارسازی نهایی بسیاری از مواد می‌توان آن‌ها را به‌کار برد مانند ماسه‌های ساحلی، کرومیت و ایلمنیت

ه) از آن‌جا که در مخروط‌ها بازیابی ذرات ریز بهتر از ذرات درشت‌تر است، از این‌رو می‌توان به عنوان جداکننده رافر در بازیابی ذرات ریز تلف‌شده مانند آهن و هم‌چنین در بازیابی محصولات کم عیار فرعی کارخانه مانند بازیابی منیتیت از باطله‌های فلوتاسیون پس از نرمه‌گیری و جدایش مغناطیسی از آن‌ها استفاده کرد.

و) استفاده از مخروط‌ها پس از آسیا کردن کانی‌های سنگین مانند کاسیتریت، ولفرامیت، شیلیت و دیگر مواد در مدار بسته با آسیاها به منظور بازیابی ذرات سنگین و برگشت مجدد ذرات درگیر به آسیا

ز) استفاده از ناوها در بازیابی ذرات ریز کاسیتریت

ح) در بازیابی ذرات ریز زغال‌سنگ

۲-۱۸. استفاده از جریان‌های لایه نازک آب در پرعیارسازی ذرات ریزدانه

به ذراتی که به‌طور نسبی ریزتر از ۷۵ μ هستند و با روش‌های معمول ثقلی مانند جیگ، میز و مارپیچ نمی‌توان آن‌ها را با بازدهی قابل قبول پرعیار کرد، ذرات ریزدانه (Fine)، و به ذرات زیر ۱۵ μ که به قدری ریز هستند که رفتاری مشابه ذرات کلوئیدی دارند، ذرات نرمه (Slime) اطلاق می‌شود.

- در مورد ذرات کلوئیدی، نیروهای سطحی نقش بسیار مهمی را به عنوان پارامترهای منفی در جدایش این ذرات ایفا می‌کند.
- بازدهی کلیه جداکننده‌هایی که در این فصل به شرح آن‌ها خواهیم پرداخت تا ابعاد ۵ μ قابل قبول است و برای ذرات ریزتر از این حد بازدهی به شدت کاهش می‌یابد. از معروف‌ترین این جداکننده‌ها می‌توان به لاوک، میزگردان، قاب‌گردان، میز کوردوری، جداکنندهٔ مَک‌کِلْوی، میز باک‌من، تسمه فرو، میز لرزان، تسمه لرزان، جداکنندهٔ GEC (مضاعف و یا دوبلکس)، جداکنندهٔ نواری، استوانه جانسون، جداکنندهٔ هادسون، جداکنندهٔ مخروطی گردان، مارپیچ لرزان، میز نرمه بارتلی موزلی، جداکنندهٔ نلسون، نوار بارتلی، جداکنندهٔ مولتی گراویتی (MGS و یا استوانه چرخشی) و بسیاری وسایل دیگر اشاره کرد که از بین این جداکننده‌ها، جداکننده مضاعف و جداکننده نِلسون به‌طور وسیعی مورد استفاده قرار می‌گیرند.
- با افزایش سطح میز لرزان به‌خصوص در جهت طولی، حرکت نوسانی آرام و توزیع یکنواخت پالپ در سطح آن، می‌توان ذرات ریز را پرعیار ساخت.
- هرچه اختلاف جرم مخصوص بین دو کانی بیش‌تر باشد، جدایش مؤثرتر خواهد بود.
- هرگاه لایه نازکی از آب (و یا سیالی دیگر در سطحی در حال حرکت باشد، سرعت آن از بستر تا سطح آزاد مایع افزایش می‌یابد و این امر اساس مکانیزم پرعیارسازی ذرات ریز در دستگاه‌های استاتیکی (لاوک، میز گرد، میز باک‌من و ...) را تشکیل می‌دهد.

در مقایسه با میز موزلی، میز باک‌من بازیابی بهتری را به‌دست داده است، گو این‌که نسبت تغلیظ در این دو جداکننده مشابه گزارش شده است.

- جدیدترین تنوع در این دستگاه‌ها را می‌توان در جداکنندهٔ مولتی‌گراویتی (استوانه چرخشی) دید. این دستگاه علاوه بر حرکت دورانی، دارای حرکتی در جهت طول استوانه نیز هست و در نتیجه نسبت به جداکننده‌های دیگر از نظر تهیه کنسانتره‌ای پرعیار با بازیابی قابل قبول، بازدهی بهتر و جدایش موادی حتی با اختلاف جرم مخصوص ۰/۱ $\frac{g}{cm^3}$ ارجحیت دارد.
- یکی از جداکننده‌های ثقلی منحصربه‌فرد که بر اساس جریان‌های نازک لایه‌ای کار می‌کند، جداکنندهٔ مولتی‌گراویتی (استوانه چرخشیMGS) است. ساختمان این جداکننده از میز لرزان اقتباس شده است، با این تفاوت که میز به استوانه‌ای تغییر یافته است که علاوه بر حرکت دورانی، حرکتی در جهت طول استوانه نیز دارد. در مقایسه با میز لرزان، آرایش ذرات ریز و بسیار ریز (تا حد ۵ μ)، تهیه کنسانتره پرعیارتر با بازیابی قابل قبول، نرخ تغذیه بهتر و تنوع در جرم مخصوص حتی موادی با اختلاف جرم مخصوص ۰/۱ $\frac{g}{cm^3}$ از جمله امتیازات این جداکننده نسبت به میز لرزان است.

قانون استوکس برای محاسبهٔ ابعاد ذرات

$$d = \sqrt{\frac{۱۸\eta \cdot v}{\Delta\rho \cdot g}}$$

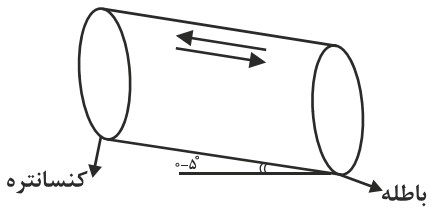
η: ضریب گرانروی سیال

v : سرعت ته‌نشینی

Δρ: اختلاف جرم مخصوص

MGS می‌تواند ذراتی را با ابعاد $\frac{۱}{۵}$ ذراتی که با سایر جداکننده‌های ثقلی (جداکننده‌های ثقلی برای آرایش ذرات ریز) قابل آرایش‌اند، پرعیار سازد. به عنوان مثال میز نرمهٔ موزلی قادر است ذرات را تا حد ۵ μ آرایش دهد در حالی‌که با این جداکننده می‌توان ذرات را تا حد یک میکرون آرایش داد.

- برای آرایش ذرات ریز با جرم مخصوص کم، از شیب کم‌تر، ولی برای آرایش ذرات درشت با جرم مخصوص زیاد از شیب بیش‌تر استفاده می‌شود، شیب زیاد، ظرفیت را افزایش ولی بازیابی ذرات کانی سنگین را کاهش می‌دهد.



از این جداکننده‌ها برای آرایش باطله‌هایی مانند کرومیت، باریت و بسیاری از کانی‌های سنگین استفاده می‌شود. به عنوان آرایش اولیه نیز در مورد کاهش سولفور در زغال‌سنگ و دیگر مواد نیز استفاده شده است.

- جداکنندهٔ بارتلی و موزلی: این دستگاه از سطحی تشکیل می‌شود که تحت تأثیر حرکت اوربیتالی می‌تواند برای پرعیارسازی ذرات ریز ۱۰۰-۱۰ μ و از نوع V شکل آن برای پرعیارسازی ذرات ۲mm-۰/۱ استفاده شود. میزان مصرف آب شستشو کم و کنسانتره تولید شده عاری از نرمه و درصد جامد در کنسانتره بسیار بالاست و عملیات پرعیارسازی نهایی را با میزهای نرمه ساده‌تر می‌سازد. مصرف انرژی بسیار پایین است (چند صد وات) و ظرفیت (۴۵۰ $\frac{lit}{min}$) زیادی

دارند و به همین دلیل عملیات با پالپ‌های رقیق و کم عیار را میسر می‌سازد و در پرعیارسازی کاسیتریت‌های ریزدانه، باطله‌های فلوتاسیون سرب، روی، مس و پیریت به منظور بازیابی قلع مورد استفاده قرار می‌گیرد.

- در پرعیارسازی کان‌سنگ‌های ولفرامیت، تنتالیت و بسیاری دیگر از جمله مولیبدن، میکا، مونازیت، روتیل، شیلیت و زیرکن استفاده می‌شود.
- جداکنندهٔ نواری (بارتلی) وسیلهٔ نسبتاً جدیدی است. به‌طور کلی از ترکیب جداکننده بارتلی و موزلی به عنوان جداکننده اولیه و جداکننده نواری به عنوان جداکننده نهایی، می‌توان ذرات ریز را تا حد ۶ میکرون، با بازدهی قابل قبول پرعیار ساخت.
- میز مضاعف (GEC، دوبلکس) که اولین بار برای بازیابی ذرات ریزدانه قلع از کان‌سنگ‌های بسیار کم عیار توسط موزلی ساخته شد، بعدها برای بازیابی کان‌سنگ‌های تنگستن، تنتالیوم، طلا، کرومیت و پلاتین نیز مورد استفاده قرار گرفت. ظرفیت این دستگاه در حدود $5\frac{t}{h}$ است و برای ذرات زیر ۱۰۰ μ نسبت تغلیظ بین ۵۰۰-۲۰ تغییر می‌کند.
- میز باک‌من: این میز از تعدادی صفحه تشکیل شده است که به‌طور موازی بر روی یک‌دیگر قرار می‌گیرند. ابعاد بار اولیه کوچک‌تر از ۵۰ μ است و حد تحتانی آن به ۱۰ میکرون نیز می‌رسد. از این نوع جداکننده‌ها به عنوان پرعیارسازی اولیه و نهایی استفاده می‌شود و در حالت اول می‌توان پرعیارسازی نهایی را با میزهای نرمه انجام داد.
- از جداکنندهٔ موزلی که بر اساس جریان‌های لایه‌ای آب و استفاده از نیروی برشی مداری (اربیتالی) استوار است، در مقیاس آزمایشگاهی در سطح وسیعی استفاده می‌شود. نمونه مورد آزمایش در حدود ۱۰۰gr است و کار با آن، به مهارت خاصی نیاز ندارد. با این جداکننده می‌توان منحنی‌های عیار ـ بازیابی را در مدت زمان کوتاهی رسم و کارآیی میزهای لرزان را در سطح صنعتی شبیه‌سازی کرد. این شیوه، در ارزیابی کان‌سنگ روش بسیار مناسبی است.
- سانتریفوژ نلسون
- **جداکنندهٔ جانسون:** استفاده از پالپ غلیظ در این نوع جداکننده‌ها باعث می‌شود تا چکیده شدن ذرات در سیکل عملیاتی انجام گیرد و به نظر می‌رسد که یکی از مکانیزم‌های اساسی جدایش باشد.
- **جداکنندهٔ نواری بی‌انتها:** از این دستگاه به منظور پرعیارسازی نهایی کنسانتره حاصل از جداکننده جانسون استفاده می‌شود.
- لاوک از قدیمی‌ترین انواع دستگاه‌های استاتیکی پرعیارسازی ذرات دانه‌ریز است که از میز مستطیل شکلی با شیب نسبتاً کم تشکیل می‌شود. باردهی منظم و میزان آب شستشو از جمله پارامترهای عملیاتی در امر جدایش است.
- میز گرد گردان: این جداکننده از لاوک اقتباس شده است. از لاوک، میز گردان و قاب گردان دیگر استفاده نمی‌شود.
- استراک
- کوردوری
- تسمه لرزان گهواره‌ای
- با افزایش سرعت، ضریب تغلیظ نیز افزایش می‌یابد که در افزایش بازیابی نیز بی‌تأثیر نیست.

این امر ناشی از انبساط بستر و جدایش بهتر ذرات باطله به‌خصوص ذراتی است که به همراه ذرات سنگین ته‌نشین شده‌اند. به‌طور کلی نرخ برشی بهینه و حد بحرانی آن باید به نحوی تنظیم شود که ذرات سنگین بتوانند پس از ته‌نشینی تا زمان تخلیه و شستشو در سطح میز باقی بمانند. بنابراین وقتی نرخ برشی، معادل سرعت رو به جلو ذرات شود می‌توان به جدایش ایده‌آلی دست یافت.

نسبت سرعت عبارت از نسبت سرعت متوسط جریان پالپ به نرخ برشی است.

بازیابی در زمانی که نسبت سرعت از یک بیش‌تر شود به شدت کاهش می‌یابد ولی وقتی نسبت سرعت معادل یک باشد مؤلفه سرعت رو به جلوی سیال حداقل و نیروی برشی آن صفر است.

بهترین بازیابی و نسبت تغلیظ فقط با افزایش دامنه برش امکان‌پذیر است.

- چنان‌چه برای شدت جریان مشخصی، شیب زیاد شود، بازیابی کاهش می‌یابد.
- در جداکننده‌های نوع MGS (استوانه چرخشی) خروج کنسانتره به‌طور پیوسته انجام می‌گیرد و از آن‌ها می‌توان در پرعیارسازی نهایی استفاده کرد.
- ذرات درشت، نسبت تغلیظ و تا حدودی نیز بازیابی را کاهش می‌دهند. حذف ذرات تقریباً کلوئیدی در بار اولیه در کارآیی و ظرفیت دستگاه نیز مؤثر است. به‌طور کلی جداکننده‌هایی که با نیروی برشی پیوسته کار می‌کنند، به‌خصوص جداکننده‌های اربیتالی، نسبت به نوع غیرپیوسته بهتر می‌توانند ذرات بسیار ریز را بازیابی کنند. حد تحتانی ابعاد در این نوع جداکننده‌ها ۵ میکرون است.
- در جداکننده بارتلی ـ موزلی و میز مضاعف جدایش به روش غیرپیوسته (در اولی از قسمت انتهایی میز ولی در دومی از کناره‌های میز) انجام می‌گیرد. معمولاً از این نوع جداکننده‌ها به‌ویژه وقتی که بازیابی بسیار بالا، مد نظر باشد به عنوان مرحله رافر استفاده می‌شود. در جداکننده‌هایی از نوع نوار بی‌انتها و میزهای گهواره‌ای، جدایش کنسانتره در خلاف جریان پالپ انجام می‌گیرد. بنابراین احتمال تهیه مواد حد واسط با این نوع دستگاه‌ها زیاد است.
- در جداکننده‌های نوع نوار متقاطع جدایش در جریان پالپ انجام می‌گیرد و امکان جدایش کنسانتره با عیار بسیار زیاد امکان‌پذیر است. این نوع جداکننده‌ها به دلیل داشتن پهنای مناسب نوار و تشکیل توده وسیعی از کنسانتره، نسبت تغلیظ بالایی دارند.
- در اکثر جداکننده‌ها ظرفیت بر اساس سطح میز نسبت به فضای اشغال شده توسط جداکننده ارزیابی می‌شود. هرچه ذرات درشت‌تر باشند، ظرفیت واحد نیز بیش‌تر خواهد بود.

مقایسهٔ ظرفیت ($\frac{t}{h}$) در جداکننده‌های ثقلی دانه‌ریز:

میز بارتلی ـ موزلی	میز مضاعف	نوار متقاطع بارتلی	تسمه لرزان گهواره‌ای	استوانه چرخشی (MGS)
۷۲	۴۸	۱۲	۶	۰/۲

- در محدودهٔ ابعاد μ ۲۰ نیروی دافعه الکترواستاتیکی بین ذرات و سطح میز تقریباً مشابه است. در pHهای بالا بار سطحی ذرات و هم‌چنین سطح میز شدیداً منفی است و باعث کاهش بازدهی می‌شود، ولی گرانروی ظاهری بالا در pHهای پایین نیز، بازدهی را کاهش می‌دهد.
- از جداکننده‌های ثقلی دانه‌ریز در پرعیارسازی اولیه و نهایی موادی مانند طلا، کاسیتریت، تنتالیت، کلمبیت، تنگستن، نقره، کرومیت، گرونا و بسیاری دیگر استفاده شده است.

۲-۱۹. پرعیارسازی به روش واسطه سنگین

روش واسطهٔ سنگین که به روش غرق و شناورسازی نیز معروف است، یکی از مهم‌ترین و اساسی‌ترین روش‌های پرعیارسازی ثقلی به‌شمار می‌آید. اولین تجربه صنعتی این فرآیند در شستشوی زغال‌سنگ بود.

با این روش می‌توان مستقیماً به محصولی قابل فروش دست یافت (بدون عملیات مجدد پرعیارسازی).

- افزایش سرعت استخراج مواد کم عیار، استفاده از روش واسطه سنگین را به عنوان روشی پیش تغلیظ بیش‌تر نمایان ساخت تا حدی که امروزه نه تنها به عنوان روشی نهایی در مورد بعضی از مواد معدنی مانند زغال‌سنگ بلکه به عنوان روشی اولیه به منظور حذف بخشی از گانگ در کانی‌های فلزی مانند پرعیارسازی اولیه سرب و روی قبل از عملیات فلوتاسیون می‌توان از آن استفاده کرد.

به‌طور کلی روش واسطه سنگین نسبت به دیگر روش‌های ثقلی به‌خصوص در مورد زغال‌سنگ دارای امتیازات زیر است:

- امکان جدایش با دقت زیاد (۰/۰۱ ±) وجود دارد.
- محدودهٔ وسیعی از دانه‌بندی را می‌توان با این روش فرآوری کرد (۲۰۰-۰/۵ میلی‌متر).
- دستگاه‌ها ظرفیت زیادی دارند و فضای کمی را اشغال می‌کنند.
- سرمایه‌گذاری برای این روش‌ها پایین است.
- جرم مخصوص جدایش تا $\frac{kg}{lit}$ ۰/۰۰۵ ± قابل کنترل است.
- جرم مخصوص نسبی رایج واسطه از $\frac{g}{cm^3}$ ۱/۳ برای زغال‌سنگ تا حدود $\frac{g}{cm^3}$ ۴ برای پرعیارسازی اولیه کانه‌های فلزی متغیر است.
- از آن‌جا که وجود ذرات بسیار ریز و با جرم مخصوص کم، خواص هیدرودینامیکی را کاهش می‌دهند، از این‌رو این روش در دو جهت مختلف دنبال می‌شود:

الف) افزایش خواص هیدرودینامیکی ذرات با اعمال نیروی گریز از مرکز به جای نیروی ثقل که باعث تکامل و ساخت دستگاه‌هایی چون سیکلون واسطه سنگین، جداکننده ورسیل، داینا ویرپول، تری‌فلو، لارکادم و بسیاری دیگر شده است و معمولاً برای دانه‌بندی زیر ۱۳mm توصیه می‌شوند.

ب) درک عمقی و کنترل خواص ذاتی رئولوژیکی سوسپانسیون

- روش واسطه سنگین یکی از متداول‌ترین و ساده‌ترین روش‌های ثقلی پرعیارسازی مواد معدنی و شستشوی زغال‌سنگ است.
- نرخ غرق شدن و یا شناور شدن را به جز در مورد ذرات بسیار درشت سنگین و یا سبک می‌توان در محدودهٔ قانون استوکس محاسبه کرد.
- معمولاً در غلظت‌های حجمی زیر ۳۰ درصد، سوسپانسیون ذرات ریز مواد معدنی در آب، از نوع سیالات نیوتنی است و چنان‌چه غلظت حجمی از این حد بیش‌تر شود، سیال از نوع غیرنیوتنی خواهد شد.
- معمولاً بازیابی واسطه ابتدا با شستشوی شدید به وسیله آب در سطح سرند انجام می‌گیرد و سپس از جداکننده‌های مغناطیسی برای بازیافت واسطه استفاده می‌شود.
- یکی از اهداف مهم در عملیات واسطه سنگین «دقت جدایش» است که به خواص هیدرودینامیکی ذرات تحت جدایش و هم‌چنین رئولوژی واسطه سنگین، که جدایش در آن محیط انجام می‌گیرد، وابسته است.
- ضریب گرانروی ظاهری برابر حاصل تقسیم تنش برشی (گرادیان سرعت) بر نرخ برشی است.
- چنان‌چه جرم مخصوص واسطه افزایش یابد، نرخ ته‌نشینی ذرات کاهش می‌یابد، به عبارتی سوسپانسیون بسیار پایدار خواهد بود و هرچه جرم مخصوص ذرات تشکیل‌دهنده واسطه زیادتر باشد، گرانروی ظاهری برای جرم مخصوص مشخص واسطه کاهش می‌یابد. اگر منحنی گرانروی از وضعیت خطی خارج شود، دیگر نمی‌توان از آن به عنوان واسطه سنگین استفاده کرد. حد فوقانی آن به‌طور تقریبی برای کوارتز، منیتیت، فروسیلیسیوم، گالن و سرب به ترتیب معادل

۱/۶، ۲/۴، ۳/۲، ۳/۴ و ۵ گرم بر سانتی‌متر مکعب است. هرچه ذرات درشت‌تر باشند، گرانروی واسطه کم‌تر و هرچه ذرات کروی‌تر باشند گرانروی واسطه کم‌تر از زمانی است که ذرات غیر کروی باشند. ذرات فروسیلیسیوم که کروی‌تر از دیگر ذرات هستند، گرانروی کم‌تری دارند.

- ابعاد و جرم مخصوص ذره باید به اندازه‌ای باشد که بتوان بر تنش تسلیم غلبه کرد و یا نرخ برشی ایجاد شده به اندازه‌ای باشد تا تنش تسلیم در آن شرایط ناچیز باشد.
- غلظت حجمی واسطه (جرم مخصوص واسطه): با افزایش غلظت حجمی ذرات و کاهش ابعاد، پایداری واسطه افزایش می‌یابد و بدین‌ترتیب سرعت ته‌نشینی ذرات نیز کم می‌شود.
- سوسپانسیون‌های منبسط‌شونده معمولاً ناپایدارند و سرعت ته‌نشینی ذرات در آن‌ها زیاد است، ولی با افزایش مواد نرمه، خواه به‌طور تصادفی و خواه غیرتصادفی به نوع پلاستیکی تبدیل می‌شوند و با ایجاد تنش تسلیم، پایداری آن‌ها افزایش می‌یابد.
- برای یک غلظت حجمی مشخص، سرعت ته‌نشینی یک سوسپانسیون منبسط‌شونده برای ذرات سوزنی کم‌تر از ذرات کروی است.
- از کوارتز در (زغال‌شویی به) روش مخروط چانس، از باریت در روش باروز، از منیتیت در روش ترمپ و از شیل،گالن، پودر سرب، فروسیلیسیوم (۱۵٪ Si)، ژیپس و پیریت در تهیه واسطه‌ها در روش‌های دیگر استفاده شده است.
- از رایج‌ترین این مواد می‌توان به کوارتز، منیتیت و فروسیلیسیوم اشاره کرد.

از کوارتز با ابعاد نسبتاً گرد (۱۰۰+۳۵- مش) در زغال‌شویی بروش چانس استفاده می‌شود. امروزه از منیتیت و فروسیلیسیوم به دلیل بازیابی ساده آن‌ها به روش مغناطیسی، در سطح وسیعی استفاده می‌شود.

- یکی از روش‌های تعیین میزان مواد با جرم مخصوص نزدیک به حد جدایش (میزان درصدی از مواد موجود در بار اولیه که اختلاف جرم مخصوص آن‌ها با جرم مخصوص جدایش کم‌تر از ۰/۰۱ ± باشد)، استفاده از محلول‌های سنگین است که با تغییرات این میزان مواد می‌توان نوع و نحوه کار با دستگاه ثقلی را پیش‌بینی کرد. به عنوان مثال در شستشوی زغال‌سنگ، چنان‌چه میزان این مواد کم‌تر از ۷ درصد باشد، به سادگی می‌توان با دستگاه جیگ، اسپیرال و بسیاری دیگر زغال‌سنگ را شستشو داد و چنان‌چه، بیش‌تر از ۷ درصد باشد روش واسطه سنگین پیشنهاد می‌شود (کنترل جرم مخصوص جدایش در مورد ذرات دانه‌ریز در جیگ مشکل‌تر است). اگر میزان این مواد بیش‌تر از ۲۵ درصد باشد، باید روش واسطه سنگین را با کنترل و دقت زیاد انجام داد.
- برای تعیین درجه آزادی، ابتدا نمونه اولیه را با دقت تجزیه سرندی کرده و هر یک از فراکسیون‌های حاصله را با محلول سنگین (و یا با یک سری محلول سنگین) به دو بخش شناور و غرق شده تفکیک می‌کنند. پس از تعیین عیار و توزیع عیار در دو بخش، می‌توان درجه آزادی را به‌دست آورد.
- Magstream دستگاه بسیار جدیدی است که در تعیین و ارزیابی کانی‌های سنگین و به عنوان گزینهٔ دیگری از به کار گیری از محلول‌های سنگین در دو مدل ۵۰ و ۱۰۰ ارائه شده است. از این دستگاه می‌توان برای جدایش ذرات ۱-۰/۵۳mm پارامنیتیتی و غیرمغناطیسی در محدودهٔ جرم مخصوص‌های $\frac{gr}{cm^3}$ ۱/۳-۲/۱ و با دقت $\frac{gr}{cm^3}$ ۰/۱ استفاده کرد. و با به‌کارگیری تجهیزات اضافی برای جدایش تا حد ۴mm نیز استفاده می‌شود.
- جدایش ذرات پارامنیتیتی از غیرمغناطیسی، کانی‌های صنعتی، فلزات قیمتی، ماسه‌های زیرکنی، ایلمنیتی و بسیاری دیگر از جمله مواردی است که با این دستگاه می‌توان انجام داد.

- جداکننده‌های واسطه سنگین: از جداکننده‌های ثقلی واسطه سنگین برای ذرات با ابعاد درشت‌تر از ۳mm و از نوع گریز از مرکز واسطه سنگین برای ابعاد تا حد (بزرگ‌تر از) ۰/۵mm استفاده می‌شود.
- در نوع استوانه‌ای، با استفاده از دو محیط سنگین و با جرم مخصوص‌های مختلف سه محصول را می‌توان تولید کرد و این امر ناشی از نگهداری ساده و قابلیت کاربرد این وسایل با بار اولیه‌ای است که حجم بسیار زیاد آن را مواد غرق‌شونده تشکیل می‌دهد و در نتیجه کاربرد آن‌ها در سطح وسیعی در مورد کانی‌های سنگین گزارش شده است.
- دستگاه‌های نوع ثقلی خود به چهار گروه مخروطی، استوانه‌ای، تغاری و ترکیبی تقسیم می‌شوند.
- جداکننده‌های مخروطی معمولاً برای ابعاد ۱۰۰mm-۳ و وقتی که بار اولیه (زغال‌سنگ) میزان قابل توجه‌ای مواد سبک داشته باشد، مناسب است. جداکننده‌های استوانه‌ای و تغاری برای مواردی مناسب‌اند که حدود ۸۰٪ بار اولیه را مواد سنگین تشکیل دهد. بهترین ابعاد قابل آرایش با این وسایل در حدود ۶mm-۱ است.
- سیکلون واسطه سنگین یکی از متداول‌ترین انواع جداکننده‌های گریز از مرکز است که در آرایش مواد معدنی مختلف به‌ویژه زغال‌سنگ کاربرد وسیعی دارد ولی نوع تری‌فلو به دلیل چند مرحله‌ای بودن آن دارای دقت جدایش بالایی است و لارکادِم نیز به دلیل حجم بزرگ و قابلیت آرایش زغال‌هایی تا حد (کوچک‌تر از) ۱۰۰mm، بسیار مورد توجه قرار گرفته است.
- در نوع مخروطی گرادیان جرم مخصوص از نوع استوانه‌ای بیش‌تر است و جرم مخصوص واسطه نیز بیش‌تر از نوع استوانه‌ای است و در حوالی ناحیه ته‌ریز شدت آن بیش‌تر است.
- در زغال‌شویی به‌خصوص برای آرایش ذرات ریز لازم است تا گرادیان جرم مخصوص در دستگاه به حداقل ممکن رسد، بنابراین نوع استوانه‌ای در دقت جدایش بهتر از نوع مخروطی است.
- حد جدایش جرم مخصوص در سیکلون‌ها بیش‌تر از جرم مخصوص واسطه عملیاتی است و در مقایسه با سیکلون‌ها، در نوع استوانه‌ای جرم مخصوص جدایش بسیار نزدیک به جرم مخصوص محیط شناور و یا بین شناور و بار اولیه است.

برای آرایش زغال‌سنگ در ابعاد بیش از ۱cm از روش واسطه سنگین استفاده می‌شود. وسیله مناسب برای آرایش ثقلی زغال‌سنگ در ابعاد ۱۰۰-۲۰ میلی‌متر، جیگ بوم است.

۲-۱۹-۱. انواع واسطه‌ها

۱- واسطه‌هایی با جرم مخصوص نسبی ۱/۸-۱/۳ در زغال‌شویی (برای جدایش ذرات زغال‌سنگ)
۲- واسطه‌هایی با جرم مخصوص نسبی ۲/۹-۲/۷ برای پرعیارسازی اولیه کان‌سنگ‌های فلزی
۳- واسطه‌هایی با جرم مخصوص نسبی ۳/۶-۲/۹ برای پرعیارسازی مواد خاص مثلاً بازیابی الماس
۴- واسطه‌هایی با جرم مخصوص نسبی بیش‌تر از ۳/۶ که کم‌تر مورد استفاده قرار می‌گیرد.

برای ساخت واسطه‌های بالا، به ترتیب از مواد زیر استفاده می‌شود:

① از ماسه‌های سیلیسی و یا سوسپانسیون پلاستیکی رس تا حدی که از غلظت حجمی بحرانی تجاوز نکند ($۱/۶ \frac{kg}{lit}$-۱/۵) می‌توان استفاده کرد، به منظور جدایش ذرات درشت زغال‌سنگ

از سوسپانسیون‌های منیتیتی تا $۱/۵ \frac{kg}{lit}$ می‌توان برای جدایش زغال‌سنگ استفاده کرد.

② از فروسیلیسیوم و یا ترکیب آن با منیتیت

③ از فروسیلیسیوم‌های گرد شده

④ از گالن

با استفاده از فروسیلیس با جرم مخصوص $\frac{g}{cm^3}$ ۶/۸، نمی‌توان واسطه‌ای با چگالی بیش‌تر از $\frac{g}{cm^3}$ ۳/۲ تهیه کرد زیرا تنظیم چگالی واسطه مشکل است. تنظیم نسبت آب به فروسیلیس از جمله پارامترهای مهمی هستند که به ما اجازه نمی‌دهد بیش از مقدار معین فروسیلیس به واسطه بیافزاییم. برای تهیه واسطه سنگین تا کم‌تر از چگالی $\frac{g}{cm^3}$ ۳/۲ (یا $\frac{ton}{m^3}$ ۳/۲)، بهترین ماده، فروسیلیس است، زیرا هم چگالی بالایی دارد و هم بازیابی آن به روش مغناطیسی میسر است. میزان آب واسطه سنگین از درجه اهمیت بالایی برخوردار است و از این‌رو استفاده بیش از حد فروسیلیس تنظیم چگالی را با اشکال مواجه می‌کند.

متفرق‌کننده‌ها: پلی‌متافسفات سدیم، سیلیکات سدیم و کالگون

- از مایعات یا محلول‌های سنگین برای مطالعات درجه آزادی، سنجش روش ثقلی جدایش (امکان‌پذیری روش ثقلی)، سنجش نوع روش ثقلی، طراحی و کاربرد روش‌های واسطه سنگین، تهیه نمونه‌ای خالص برای آنالیزهای بعدی (مانند جرم مخصوص، کانی‌شناسی و ...) و کنترل فرآیندهای ثقلی استفاده می‌شود.

واسطه‌های سنگین عمدتاً برای آرایش اولیه کانه‌های فلزی به‌کار می‌روند. البته در مورد زغال‌سنگ کاربرد اولیه ندارد.

۲-۱۹-۲. شرایط محلول‌های سنگین

- در دمای محیط به صورت مایع باقی بمانند.
- به راحتی رقیق شوند.
- با مواد معدنی واکنش شیمیایی ندهند.
- گرانروی آن‌ها کم باشد.
- بی‌بو و تا حد امکان غیرسمی باشند.
- شفاف و قابل بازیابی باشند.
- از محلول‌های مایع، پلی‌تنگستات سدیم برای تهیه جرم مخصوص تا حد $\frac{g}{cm^3}$ ۳/۱ و مگنتوهیدرواستاتیک (محلول نمک پارامنیتیتی در یک گرادیان میدان مغناطیسی) برای جدایش کانی‌های غیرمغناطیسی تا ابعاد ۵۰ μ نیز استفاده شده است.
- محلول‌های سنگین بسیار سمی و خطرناک‌اند به‌ویژه محلول کِلِرسی
- هرچه جرم مخصوص محلول بیش‌تر باشد، قیمت و میزان سمی بودن آن زیادتر است.
- استفاده از کلرید کلسیم (جزو نمک‌های محلول در آب) در مقیاس صنعتی به‌کار رفته است.
- در روش لیسینگ از کلرید کلسیم با جرم مخصوص نسبی $\frac{gr}{cm^3}$ ۱/۵ برای شستشوی زغال‌سنگ استفاده شده است. از جریان رو به بالای آب می‌توان برای دست‌یابی به جرم مخصوص نسبی $\frac{gr}{cm^3}$ ۱/۶-۱/۴ نیز استفاده کرد. ابعاد زغال‌سنگ در این روش باید ۱۵/۲۴cm-۰/۶۳ باشد.
- دستگاه شستشوی Belknap نیز با استفاده از کلرید کلسیم به عنوان واسطه سنگین برای آرایش زغال‌هایی با ابعاد ۲۰/۳cm-۰/۶۳ کاربرد وسیعی داشته است.

۲-۱۹-۳. انواع محلول‌های سنگین

- تری‌کلرواتیلن، تری‌کلروفلوئورمتان، تتراکلرومتان، تتراکلرواتیلن و پنتاکلرواتان با جرم مخصوص حدود $۱/۵ \frac{gr}{cm^۳}$ با حلال اتانول، استون و نفت سفید برای جدایش زغال و کانی‌هایی با جرم مخصوص بسیار پایین
- برموکلرومتان، ۱و۱دی‌برمواتان و دی‌برمومتان با جرم مخصوص حدود ۲/۵-۲ با حلال اتانول، استون و نفت سفید برای جدایش موادی با جرم مخصوص متوسط
- تری برمومتان با جرم مخصوص $۲/۸۹ \frac{gr}{cm^۳}$ با حلال اتانول، استون و نفت سفید برای جدایش سیلیکات‌ها از کانی‌های سنگین و سولفیدها
- تترابرومواتان با جرم مخصوص ۲/۹۶ با حلال تتراکلروکربن برای جدایش سیلیکات‌ها از سولفیدها و دیگر کانی‌ها
- دی‌یدومتان با جرم مخصوص ۳/۳ با حلال پروپانول تری‌اتیل و تری‌اتیل اورتوفسفات برای جدایش سیلیکات‌های سنگین (فرومنیزیم و دیگر کانی‌ها)
- سولفامات سرب ۳/۸
- کلرسی (محلول) (محلول تالوس فرمات و تالوس مالونات) در دمای ۲۰°، جرم مخصوص۴/۲ و در دمای ۹۰°، جرم مخصوص ۵ با حلال آب و برای جدایش کانی‌هایی با جرم مخصوص بسیار بالا و ابعاد درشت
- کارجیلی (محلول) سوسپانسیون فلزات سنگین در فازهای آلی با جرم مخصوص ۷/۵ برای جدایش کانی‌هایی با جرم مخصوص بالا
- امولسیون جیوه و بروموفرم با جرم مخصوص ۷ برای جدایش کانی‌هایی با جرم مخصوص بالا و ابعاد ریزتر از ۰/۱mm

نمک‌های محلول	جرم مخصوص محلول سنگین $\frac{gr}{cm^۳}$	حلالیت $\frac{gr}{lit}$
هالیت با جرم مخصوص $۲/۲ \frac{gr}{cm^۳}$	۱/۱۷	۳۵۸/۵
کلرور کلسیم با جرم مخصوص $۲/۱۵ \frac{gr}{cm^۳}$	۱/۵۰	۷۵۴
کلرور روی با جرم مخصوص $۲/۹۱ \frac{gr}{cm^۳}$	۲/۰۷	۳۶۷

- روش ساده تهیه محلول سنگین که حد واسط بین جرم مخصوص‌های دو مایع (مایع سنگین و حلال) است، توسط اسکالار و ویوس‌بِری ارائه شده است:

$$\frac{V_b}{V_a} = R \qquad V_b = V_a \frac{d_a - d_m}{d_m - d_b}$$

$$V_{کل} = V_a + V_b$$

d_a: جرم مخصوص مایع سنگین

d_b: جرم مخصوص حلال

V_a : حجم مایع سنگین

V_b : حجم حلال

d_m: جرم مخصوص محلول سنگین که باید تهیه شود.

R: نسبت حجمی حلال به مایع سنگین

$$R' = \frac{d_b}{d_a} \cdot \frac{V_b}{V_a}$$

R': نسبت وزنی حلال به مایع سنگین

- معمولاً برای تفکیک بخش‌های درشت‌تر از ۱۵۰ μ از قیف‌های جداکننده و برای بخش‌های ریزتر از دستگاه سانتریفوژ استفاده می‌شود.
- برای نمونه‌هایی که حجم اصلی آن‌ها را کانی‌های سبک تشکیل می‌دهد و هدف جدایش کانی‌های سنگین از آن‌هاست، بهتر است برای تفکیک بخش‌هایی با جرم مخصوص مختلف از سانتریفوژهای جامی به جای لوله‌ای استفاده شود.

مسأله:

اطلاعات جدول زیر در آزمایش غرق و شناورسازی (Sink and Float) به‌دست آمده است.

وزن مخصوص	-۲/۳۵	۲/۳۵-۲/۴۵	۲/۴۵-۲/۵۵	+۲/۵۵
وزن (گرم)	۶/۵۷	۳۴/۳۲	۳۲/۷۹	۲۶/۴۱
عیار (٪)	۲	۰/۳	۱/۶	۷

مطلوب است: عیار و بازیابی قلع در مواد با چگالی بیش‌تر از ۲/۴۵.

جواب:

برای محاسبه عیار، مقدار فلز موجود در بخش با دانسیته بیش از ۲/۴۵ به وزن همان قسمت را محاسبه می‌کنیم.

$$G = \frac{(۳۲/۷۹ \times ۱/۶) + (۲۶/۴۱ \times ۷)}{۳۲/۷۹ + ۲۶/۴۱} = ٪۴$$

و برای محاسبه بازیابی مقدار فلز موجود در بخش با دانسیته بیش از ۲/۴۵ را به کل فلز موجود محاسبه می‌کنیم:

$$R = \frac{(۳۲/۷۹ \times ۱/۶) + (۲۶/۴۱ \times ۷)}{(۲ \times ۶/۵۷) + (۳۴/۳۲ \times ۰/۳) + (۳۲/۷۹ \times ۱/۶) + (۲۶/۴۱ \times ۷)} = ٪۹۱/۰۱$$

بازدهی عملیات بین ۱۰۰-۵۰٪ تغییر می‌کند. سادگی و یا میزان پیچیدگی عملیات شستشو به میزان موادی با جرم مخصوص نزدیک به جرم مخصوص جدایش بستگی دارد و در نتیجه بازدهی یک دستگاه شستشودهنده نیز به قابلیت آن برای جدایش این مواد وابسته است. بنابراین بازدهی شستشوی زغال‌سنگ به سه عامل زیر بستگی دارد:

۱- تعیین جرم مخصوص ترکیب بار اولیه
۲- میزان خاکستر قابل قبول زغال‌سنگ که رابطهٔ مستقیم با جرم مخصوص جدایش دارد

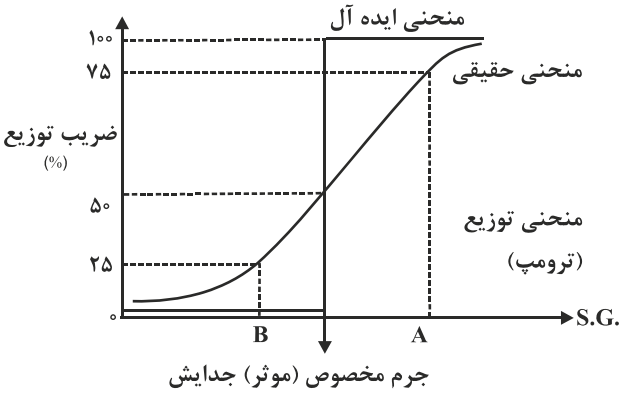
$$\text{توزیع خاکستر} = \frac{\text{خاکستر به‌دست آمده در هر بخش}}{\text{خاکستر موجود در بار اولیه}}$$

$$\text{درصد خاکستر} = \frac{\text{وزن خاکستر}}{\text{وزن نمونه اولیه}} \times ۱۰۰$$

۳- وضوح جدایش حاصل شده ضمن عملیات
بازدهی شستشوی زغال‌سنگ را می‌توان با رسم منحنی توزیع به‌دست آورد.
شیب منحنی، تعیین‌کنندهٔ بازدهی یک جداکننده خاص است و می‌توان آن را برای مقایسه با جداکننده‌های دیگر و پیش‌بینی انتخاب یک جداکننده مناسب، مورد استفاده قرار داد.

۲-۲۰. ضریب توزیع

درصدی از بار اولیه زغال‌سنگ، با جرم مخصوص مشخص، که به بخش غرق شده منتقل می‌شود.



- در عمل هر چقدر جرم مخصوص ذرات به حد جدایش نزدیک‌تر شود، بازدهی کاهش می‌یابد و عکس آن نیز صادق است.
- در منحنی‌های توزیع اکثراً، در فاصله ۲۵ و ۷۵ درصد ضرایب توزیع به صورت خط راست‌اند و با تغییرات این شیب و نزدیک شدن آن به منحنی ایده‌آل، می‌توان بازدهی عملیات شستشو را ارزیابی کرد.

خطای احتمالی Ecart Probable (E_p): $E_p = \frac{A-B}{۲}$

- جرم مخصوص ذراتی که ضریب توزیعشان معادل ۵۰ درصد است، جرم مخصوص مؤثر جدایش نام دارد و ممکن است با جرم مخصوص محیط یکی نباشد. در یک جدایش ایده‌آل، E_p معادل صفر است اما در عمل بین ۰/۰۸-۰/۰۲

تغییر می‌کند. با کاهش ابعاد، بازدهی نیز کاهش می‌یابد. برای ذرات زیر ۱۰mm جداکننده‌های گریز از مرکز بهتر از انواع دیگر است.

- هرچه جرم مخصوص جدایش بزرگ‌تر باشد، خطای احتمالی E_p (ناشی از افزایش گرانروی محیط) بیش‌تر خواهد بود. وقتی تمامی پارامترها ثابت باشد، E_p نسبت مستقیمی با جرم مخصوص جدایش خواهد داشت. اگر جرم مخصوص اجزاء تشکیل دهنده مواد معدنی (x) کم‌تر از جرم مخصوص جدایش (x') باشد داریم:

برای ظروفی با E_p مشخص $y(x) = ۱۰۰ - ۵۰ \exp\left[\frac{x - x'}{z}\right]$

$y(x)$: بازیابی ذراتی که به بخش شناور شده منتقل شده‌اند (٪)

z: مقداری است ثابت

در شرایطی که $x > x'$، خواهیم داشت: $y(x) = ۵۰ \exp\left[\frac{x' - x}{z}\right]$

و وقتی $x = x'$ باشد ← $y(x) = ۵۰$

$$\text{if } y(x) = ٪۷۵ \text{ و } x' - x = E_p \longrightarrow z = -\frac{E_p}{\ln ۰/۵}$$

مشخصات جداکننده‌های ثقلی واسطه سنگین

نوع دستگاه	ابعاد دانه‌بندی و ظرفیت	کاربرد و نوع واسطه
مخروط واسطه سنگین (**HMS**): مخروطی (ویمکو)	۱/۵-۱۰۰**mm** [ظرفیت تا $\frac{t}{h}$ ۵۰۰] تا $\frac{g}{cm^3}$ ۳/۵	(**MIC**) (محیط منیتیت)
مخروط واسطه سنگین (**HMS**): مخروطی (چانس)	۱/۵-۲۵۰ [تا $\frac{t}{h}$ ۴۵۰]	(**C**) (محیط سیلیس)
نوروالت	۱/۵-۱۵۰ [زیاد]	(**C**) (محیط منیتیت)
بارویز	۱/۵-۲۳۰	(**C**) زغال‌های نرم (محیط باریت و رس)
مکنالی	۳-۲۰۰ [تا $\frac{t}{h}$ ۵۰۰]	(**C**) (محیط منیتیت)
نوار متصل	۵ < (با دانه‌بندی محدود)	(**C**) (محیط منیتیت)
DSM	۵-۲۰۰ [$\frac{t}{h}$ ۸۰۰-۱۰۰]	(**C**) (محیط منیتیت)
استوانه‌ای (استوانهٔ واسطه سنگین **HMS**): دریوبوی	۶-۳۰۰ یا ۶-۱۲۰ (جرم مخصوص واسطه تا $\frac{g}{cm^3}$ ۳/۵)	(**C**) (محیط منیتیت)
در بقیه جرم مخصوص واسطه تا حدود $\frac{g}{cm^3}$ ۱/۷، و ظرفیت تا حدود $\frac{t}{h}$ ۳۶۰ می‌باشد.		

مشخصات جداکننده‌های گریز از مرکز

نوع دستگاه و ابعاد دانه‌بندی		زاویهٔ دستگاه	ظرفیت	کاربرد و نوع واسطه
سیکلون ۵۰۰ μ-۴۰mm (سیکلون واسطه سنگین **HMS**)		(زاویهٔ مخروط) ۱۴°-۲۵° مایل و یا معکوس	۵۰ $\frac{t}{h}$	(**MIC**) (محیط منیتیت و فروسیلیسیوم)
ورسیل ۵۰۰ μ-۳۰mm		قائم	۵۰ $\frac{t}{h}$	(**C**) (محیط منیتیت و فروسیلیسیوم)
دیناویرپول ۵۰۰ μ-۳۰ mm	تا ۳/۵ $\frac{g}{cm^3}$	۲۵°	۱۰۰ $\frac{t}{h}$	(**MIC**) (محیط منیتیت و فروسیلیسیوم)
تری‌فلو ۵۰۰ μ-۱۰۰ mm			۲۵۰ $\frac{t}{h}$	(**MIC**) (محیط منیتیت و فروسیلیسیوم)
لارکادم ۵۰۰ μ-۱۰۰ mm		۳۰°	۲۵۰ $\frac{t}{h}$	(**C**) (محیط منیتیت و فروسیلیسیوم)
سیکلون فقط با آب (۱۰۰ μ-۳۰۰ μ)		زاویهٔ مخروط تا ۱۲۰°	۲۵-۶۵ $\frac{t}{h}$	(**C**) (خود واسطه)

بقیه تا ۱/۶ $\frac{g}{cm^3}$

۲-۲۱. تفاوت عمدهٔ جداکننده‌های واسطه سنگین سیکلون و دیناویرپول

در دیناویرپول، فقط واسطه سنگین پمپ شده و حرکت دورانی گریز از مرکز دارد.

جداکننده Drewboy، به دلیل ظرفیت زیاد شناورسازی این دستگاه، در کارخانه‌های زغال‌شویی به‌ویژه در انگلستان استفاده می‌شود.

- در سیکلون فقط با آب هرچه سرریز طویل‌تر باشد بازدهی جدایش بیش‌تر است. محصول شناور شده در این دستگاه‌ها تمیز است و به آرایش مجدد نیاز ندارد ولی بخش غرق شده را باید دوباره شستشو نمود.
- جداکنندهٔ تری‌فلو: از این دستگاه علاوه بر زغال‌شویی، در پرعیارسازی اولیه کان‌سنگ‌های فلزی آهنی و غیرآهنی نیز استفاده می‌شود.
- جداکنندهٔ لارکادِم: این دستگاه از پیشرفته‌ترین نوع دستگاه‌های گریز از مرکز است که برای شستشوی زغال‌سنگ کاربرد وسیعی دارد. به نظر می‌رسد با پیشرفت این دستگاه، شستشوی زغال‌سنگ در مقایسه به دیگر روش‌های ثقلی و جیگ بوم با این دستگاه بهتر انجام می‌گیرد.
- حداکثر ابعاد ذراتی که می‌توان با دستگاه‌های واسطه سنگین پرعیار کرد به دو پارامتر درجه آزادی و توانایی دستگاه بستگی دارد. هرچه ابعاد اولیه بزرگ‌تر باشد، دستگاه بزرگ‌تر و گران‌تر خواهد بود. بنابراین حداکثر ابعادی که بتوان با این وسایل پرعیار کرد، حدود ۱۰۰-۱۵۰mm است.

کوچک‌ترین ذراتی که با این دستگاه‌ها می‌توان پرعیار کرد به گرانروی ظاهری و سرعت ته‌نشینی ذرات تشکیل‌دهنده واسطه بستگی دارد بنابراین معمولاً، نباید از ۶-۱۰mm ریزتر باشد.

- یکی از مهم‌ترین پارامترهای انتخاب دستگاه E_p (خطای احتمالی) مورد نظر و (E_p) تضمین شده‌ای است که از سوی سازندگان و برای اهدافی خاص پیشنهاد می‌شود.
- معمولاً حد قابل قبول مقادیر E_p برای جداکننده‌های ثقلی واسطه سنگین در حدود ۰/۰۱۵-۰/۰۵ است و هرچه این مقدار کم‌تر باشد جدایش بهتر و دقیق‌تر صورت می‌گیرد.

- چنان‌چه میزان مواد غرق شونده در بار اولیه از ۳۵٪ بیش‌تر باشد دستگاه را حتماً باید بر اساس ظرفیت مواد غرق شده طراحی کرد نه بر اساس ظرفیت بار ورودی. برای محدوده ابعاد ۱۰۰-۱۰mm زغال، ظرفیت بار ورودی باید بین $\frac{t}{h}$ ۱۰۰-۷۰ باشد. ظرفیت بار ورودی با متوسط ابعاد ذرات افزایش می‌یابد و بالعکس (یعنی نرخ بازدهی باید $\frac{m^3}{h}$ ۲۰۰-۱۵۰ به ازای هر متر عرض دستگاه باشد).
- در عملیات سادهٔ زغال‌شویی (در مورد زغال‌سنگ با جرم مخصوص نسبی $\frac{gr}{cm^3}$ ۱/۸-۱/۳۵) اختلاف جرم مخصوص واسطه سنگین و جرم مخصوص مؤثر جدایش باید در حدود $\frac{gr}{cm^3}$ ۰/۰۵باشد و چنان‌چه این اختلاف از ۰/۰۵ بیش‌تر شود، تلاطم محیط و کاهش دقت جدایش را به دنبال خواهد داشت.
- انتقال حدود ۱۰٪ از ذرات ریز به داخل واسطه سنگین ممکن است نه تنها بازیابی واسطه بلکه دقت جدایش را در حد جبران ناپذیری کاهش دهد.

۲-۲۲. سیکلون واسطه سنگین

حداکثر ابعادی که بتوان با این دستگاه پرعیار کرد به پارامتر دریچه ورودی سیکلون وابسته است که با توجه به قطر تقریبی سیکلون بین ۷۵۰-۳۵۰mm، در حدود حداکثر ۵۰-۲۰mm می‌باشد.

- حداکثر ابعاد ذرات نیز به قابلیت شستشوی این ذرات در سطح سرندهای آبکشی می‌شود. و سرندهای قوسی وابسته است (حد تحتانی ابعاد ذرات در حدود ۰/۵mm است).

۲-۲۳. بازدهی جدایش و انتخاب دستگاه (سیکلون واسطه سنگین)

نسبت دریچه ورودی، ته‌ریز و سرریز سیکلون به قطر آن به ترتیب معادل ۰/۲، ۰/۳ و ۰/۴ طراحی به‌طور کلی بازدهی جدایش این نوع جداکننده‌ها بین ۰/۰۳-۰/۰۶است، مشروط بر آن‌که محدوده دانه‌بندی زغال‌سنگ بین ۵۰-۰/۵mm و جرم مخصوص آن بین ۱/۸-۱/۳۵gr باشد.

- ظرفیت پالپ (واسطه و بار اولیه) در سیکلون‌ها به فشار بار اولیه وابسته است و محدودهٔ متداول آن در عملیات بین ۲۵۰-۱۵۰kpa است و ظرفیت آن بسته به قطر سیکلون تا $\frac{t}{h}$ ۱۴۰ می‌باشد.

۲-۲۴. کاربرد واسطه‌های سنگین در فرآوری مواد معدنی

- یکی از مهم‌ترین کاربرد واسطه سنگین، در شستشوی زغال‌سنگ است. اگرچه حجم بسیار زیادی از این مواد توسط جیگ و واسطه سنگین آرایش می‌یابد ولی به دلیل سادگی و دقت بیش‌تر سیستم کنترلی، بر جیگ که روشی ارزان‌قیمت است ارجحیت دارد، به‌خصوص وقتی میزان موادی با جرم مخصوص نزدیک به جرم مخصوص جدایش زیاد و زغال‌سنگ دانه‌درشت باشد.
- به‌طور کلی برای ذرات دانه‌درشت زغال‌سنگ از جداکننده‌های ثقلی (استوانه‌ای، نوروالت، مخروطی و ...) و برای آرایش ذرات ریز از نوع گریز از مرکز (ورسیل، داینا ویرپول، تری‌فلو، لارکادِم، سیکلون واسطه سنگین، سیکلون فقط با آب و...) استفاده می‌شود.

- از دیگر کاربردهای واسطه سنگین در پرعیارسازی کان‌سنگ‌های آهن است که از دستگاه‌های ثقلی و گریز از مرکز می‌توان استفاده کرد.
- در پرعیارسازی اولیه کان‌سنگ‌های سرب و روی نیز می‌توان از واسطه‌های سنگین استفاده کرد. کنسانتره حاصل از این بخش برای پرعیارسازی نهایی به مدارهای فلوتاسیون ارسال می‌شود.
- این سیستم در جدایش گالن از فلورین نیز کاربرد دارد.
- در پرعیارسازی کان‌سنگ منگنز نیز به‌کار می‌رود.
- برای پرعیارسازی کان‌سنگ‌های فسفات نیز کاربرد وسیعی دارد.
- از روش واسطه سنگین به عنوان روش پرعیارسازی اولیه الماس قبل از سنگ‌جوری الکتریکی استفاده می‌شود. از فروسیلیسیوم (با جرم مخصوص ۳/۶-۳ گرم بر سانتی‌متر مکعب) به عنوان واسطه سنگین استفاده می‌شود.
- از دیگر کاربردهای واسطه سنگین، می‌توان به پرعیارسازی باریت، تنگستن، کرومیت و بسیاری دیگر اشاره کرد.

۲-۲۵. پرعیارسازی ثقلی به روش هوایی

- سنگ‌جوری دستی: برای ذرات ۱۵۰mm-۲۵ و وقتی نیروی انسانی ارزان و فراوان باشد.
- سنگ‌جوری الکترونیکی: به عنوان روش پرعیارسازی اولیه برای ابعاد ۱۵۰mm-۱۰
- بازدهی جدایش برای رطوبت تا حد ۰/۳ موجود در هوای ورودی قابل قبول است.
- فرآیندهای پرعیارسازی ثقلی به روش خشک: به جز جیگ که در آن از جریان هوای جهشی برای لایه‌سازی استفاده می‌کنند، در کلیه روش‌های خشک، از یک جریان ثابت و کنترل شده رو به بالا به منظور تشکیل بستر سیال استفاده می‌کنند.
- جیگ هوایی: ظرفیت این دستگاه $5\frac{t}{h}$ به ازای هر متر مربع از سطح بستر است.

قبلاً از این وسایل، برای پرعیارسازی سولفیدها استفاده می‌شد و در سال‌های گذشته نیز برای آرایش زغال‌سنگ با دانه‌بندی محدود به‌کار رفته است و حذف نرمه در بار ورودی به دستگاه از جمله مسائل مهم است. این نوع جداکننده‌ها برای زغال‌سنگ با ابعاد ۲۵-۱ میلی‌متر وسیله مناسبی است و به کمک آن می‌توان خاکستر زغال‌سنگ را از ۱۴٪ به ۹٪ کاهش داد (بازیابی وزنی محصول نیز در حدود ۸۵ درصد است).

- میزهای هوایی مشابه کلاسیفایرهای هیدرولیکی، اثر طبقه‌بندی‌کننده دارند ولی همان‌گونه که در مورد میزهای لرزان دیدیم، بار اولیه قبل از جدایش، باید طبقه‌بندی شده و آن‌گاه به میز وارد شود. از آن‌جا که در میزهای هوایی مکانیزم سقوط با مانع نسبت به فرآیند طبقه‌بندی معکوس نقش بیش‌تری دارد از این‌رو بهتر است که بار اولیه ابتدا به وسیله سرند طبقه‌بندی شده و سپس وارد میز شود. بنابراین توصیه می‌شود که برای طبقه‌بندی، از کلاسیفایرها استفاده شود.

در میزهای هوایی محدودهٔ ابعاد دانه‌بندی مناسب باید به گونه‌ای انتخاب شود که نسبت قطر ذره بزرگ‌تر به ذره کوچک‌تر از معیار پرعیارسازی تجاوز نکند. به‌طور کلی چنان‌چه بار اولیه قبل از جدایش، طبقه‌بندی شده باشد، می‌توان تا حد ۱۰۰ میکرون را نیز به کمک این جداکننده‌ها جدا ساخت.

- هرچه نرخِ بازدهی به میز کم‌تر باشد، بازدهی عملیات بیش‌تر است. ظرفیت میزهای هوایی به‌طور نسبی از میزهای لرزان بیش‌تر است. هرچه زمان توقف مواد بیش‌تر باشد، جدایش مواد مؤثرتر خواهد بود. میزهای مستطیل شکل نسبت به نوع ذوزنقه‌ای، ظرفیت بیش‌تری دارند. در نوع ذوزنقه‌ای، به دلیل مسیر طولانی ذرات، توقف ذرات سنگین

طولانی است و کنسانتره پرعیارتری تولید می‌شود. علاوه بر آرایش زغال‌سنگ و جدایش آن از شیل، از میزهای هوایی در جدایش مواد دیگری مانند مونازیت از سیلیمانیت و کوارتز، پرعیارسازی آزبست و مانند آن‌ها نیز استفاده می‌شود.

- واسطه سنگین به روش هوایی: از منیتیت و فروسیلیسیوم می‌توان به عنوان ذرات تشکیل‌دهنده محیط استفاده کرد. جرم مخصوص بستر سیال برای واسطه فروسیلیسیوم از ۲/۲ $\frac{kg}{lit}$ در مورد ذراتی با ابعاد ۲۵۰+ میکرون تا ۳kg در لیتر برای ذرات زیر ۷۰ میکرون تغییر می‌کند.

جرم مخصوص مؤثر محیط را می‌توان با افزودن گالن، افزایش داد. از این جداکننده‌ها می‌توان در مقیاس آزمایشگاهی برای جدایش چند کانی از یک‌دیگر (مانند باریت، فلورین، گالن و ...) استفاده کرد ولی کاربرد آن در سطح صنعتی گزارش نشده است.

- **ناوهای هوایی:** این جداکننده‌ها ظرفیت زیادی دارند. دانه‌بندی مناسب در حدود ۷mm-۱/۵ و اختلاف جرم مخصوص بین مواد سبک و سنگین در حدود ۱ $\frac{gr}{cm^3}$ است. این دستگاه وقتی بار اولیه از یک کانی با ابعاد متفاوت تشکیل شده باشد به عنوان یک کلاسیفایر عمل می‌کند. از جمله امتیازات این دستگاه می‌توان به ظرفیت زیاد، هزینه عملیات پایین و نبود قسمت‌های متحرک در دستگاه اشاره کرد. طول ناو از جمله پارامترهایی است که قابلیت بازیافت‌کنندگی ناو را تعیین می‌کند و در میزان بار ورودی به‌خصوص برای ذرات ریزتر مؤثر است.
- از دیگر جداکننده‌های هوایی می‌توان به نوع سنگ‌چین (Stoner) اشاره کرد که برای موادی با ابعاد و شکل مشابه استفاده می‌شود و ظرفیت آن به‌طور نسبی از میزهای هوایی بیش‌تر است. از این جداکننده برای جدایش مواد فلزی غیرآهنی از ماسه‌های ریخته‌گری و جدایش قطعات آهن از آجرهای رسی و موارد مشابه استفاده شده است.
- نوع بستر سیال، برای جدایش الیاف آزبست از مواد معدنی به‌کار می‌رود. ظرفیت این جداکننده‌ها در حدود ۲۰ تن در ساعت است و برای ابعاد زیر ۳mm مناسب‌اند.
- نوع زیگ‌زاگ که به کلاسیفایر هوایی نیز معروف است، برای پرعیارسازی میکا در محدوده ابعاد ۳۵mm-۰/۲ به‌کار می‌رود. البته در کلیه کلاسیفایرها جدایش مواد بر اساس ابعاد، شکل و جرم مخصوص ذرات انجام می‌گیرد، ولی فاکتور شکل ذره در روش‌های هوایی اهمیت خاصی دارد.

۲-۲۶. برخی از معادن داخل کشور که از روش‌های پرعیارسازی ثقلی استفاده می‌کنند.

- در اکثر معادن سرب و روی نیز که پرعیارسازی نهایی به روش فلوتاسیون انجام می‌گیرد، پس از مراحل سنگ‌شکنی، از روش‌های ثقلی (به‌ویژه واسطه سنگین) برای پرعیارسازی اولیه استفاده می‌شود.

فرآیند خردایش به‌طور متوسط ۷۵-۵۵٪ کل هزینه‌های سرمایه‌گذاری و ۶۰-۳۰٪ هزینه‌های عملیاتی را شامل می‌شود.

- معادن سرب و روی ایرانکوه و انگوران به عنوان پرعیارسازی نهایی از روش‌های ثقلی به عنوان پرعیارسازی اولیه و معادن باریت دره کاشان، باریت پرندک، کرومیت فاریاب و اسفندقه و معادل زغال‌سنگ کرمان، تزره، و زیر آب از روش‌های ثقلی به عنوان بخش مستقل و مجزا از فلوتاسیون استفاده می‌کنند.
- در کارخانه زغال‌شویی زرند (معادن زغال‌سنگ کرمان)، بار اولیه پس از دانه‌بندی به سه بخش تفکیک می‌شود. ذرات درشت تر از ۱۰mm به مدار واسطه سنگین (از نوع مخروطی)، ذرات ۱۰mm-۱ به جیگ و ذرات زیر ۱mm (که توسط سرندهای قوسی قبلاً جدا شده است) به بخش فلوتاسیون هدایت می‌شوند.
- کارخانه زغال‌شویی شاهرود (جهت معادن زغال‌سنگ البرز شرقی)

ذرات ۱-۱۲۵m به وسیله ناودانی به داخل جیگ وارد شده و ذرات زیر یک میلی‌متر به کلاسیفایر هدایت می‌شوند. بخش درشت کلاسیفایر به هیدروسیکلون، سرریز هیدروسیکلون مجدداً به کلاسیفایر، تەریز به جیگ، ذرات ۰/۶-۰/۸mm و ۰/۲-۰/۶mm به فلوتاسیون

- کارخانه زغال‌شویی زیر آب (جهت معادن زغال‌سنگ البرز مرکزی)

این کارخانه از سه بخش سنگ‌جوری، جیگ و فلوتاسیون تشکیل می‌شود. سنگ‌جوری به صورت دستی برای ابعاد تقریبی ۱۰۰mm-۶۰۰ انجام می‌شود. ذرات درشت‌تر از ۰/۵mm به مدار جیگ وارد می‌شود.

- تمامی ذرات زیر ۰/۵mm در کارخانه نیز پس از ورود به کلاسیفایرهای ریزدانه به هیدروسیکلون منتقل شده و سپس وارد مدار فلوتاسیون اولیه می‌شوند.
- معدن سرب و روی انگوران زنجان: این معدن از جمله معادن بزرگ سرب و روی و پر اهمیت خاورمیانه محسوب می‌شود.

کارخانه دندی: مواد با ابعاد ۲-۱۵mm وارد سیکلون واسطه سنگین می‌شود.

مواد زیر ۲۰۰ میکرون وارد سلول‌های فلوتاسیون می‌شود.

معادن ایران‌کوه اصفهان

کارخانه باما: ابعاد زیر ۱۵mm به مدار واسطه سنگین راه می‌یابد.

- بزرگ‌ترین معادن کرومیت ایران در منطقه بندرعباس در دو معدن اسفندقه و فاریاب قرار دارند. کرومیت تنها کانی فلز کروم متعلق به گروه اسپینل‌ها (Cr_2O_3 , FeO) و محتوی میزان قابل توجهی منیزیم و آلومینیوم است.

معدن فاریاب

کارخانه پرعیارسازی کرومیت فاریاب: مواد درشت‌تر از ۳ میلی به مدار جیگ و داگ راه می‌یابد. مواد ۰/۷-۳mm نیز به جیگ‌های سری دوم و ذرات زیر ۰/۷mm نیز به مدار مارپیچ‌ها هدایت می‌شوند.

معدن اسفندقه

کارخانه پرعیارسازی کرومیت اسفندقه: ذرات ۰/۵-۴۰mm وارد جیگ می‌شود.

- معدن باریت اردکان یزد به‌طور زیرزمینی استخراج می‌شود.
- در معدن کمشجه اصفهان استخراج به روش روباز انجام می‌گیرد و مواد استخراج شده در حوالی معدن توسط جیگ‌های هوایی پرعیار می‌شوند.

فرآوری ذخایر باریت در ایران عمدتاً در کارخانه‌های درین، سلفچگان، پرندک و دیگر نقاط انجام می‌گیرد. معمولاً بیش از ۹۰ درصد باریت تولید شده در تهیه گِل حفاری به‌کار می‌رود. ویژگی کنسانتره نهایی در این زمینه شامل حداقل ۹۲٪ $BaSO_4$ با جرم مخصوص $4/2 \frac{gr}{cm^3}$ است و ابعاد ۹۵-۹۰٪ ذرات باید زیر ۳۲۵ مش باشد.

- کارخانه پرعیارسازی درین کاشان: استخراج در این معدن به روش روباز انجام می‌گیرد.

فقط موادی با جرم مخصوص نسبی $4/2 \frac{gr}{cm^3}$ استخراج می‌شود. ذرات زیر یک میلی‌متر به مدار میزها وارد می‌شود.

- برخلاف زغال‌سنگ که فرآوری آن عمدتاً به روش ثقلی انجام می‌گیرد، کان‌سنگ‌های آهن به روش‌های متعددی پرعیار می‌شوند.
- روش‌های ثقلی برای ظرفیت‌های خیلی زیاد از جمله روش‌های مناسب فرآوری کان‌سنگ‌های آهن هستند که در محدودهٔ وسیعی از دانه‌بندی قابل اجراست ولی برای بازیابی ذرات زیر ۵۰ میکرون می‌توان از ترکیبی از روش‌های ثقلی و دیگر روش‌ها استفاده کرد، از روش‌های واسطه سنگین به همراه روش‌های مغناطیسی برای پرعیارسازی کان‌سنگ‌های کم عیار سیدریت به‌ویژه وقتی جرم مخصوص جدایش بالا باشد، استفاده می‌شود.
- در ایران با وجود ذخایر بسیار زیاد آهن، از روش‌های ثقلی جهت پرعیارسازی کان‌سنگ‌های آهن استفاده نمی‌شود، بلکه از روش‌های مغناطیسی و فلوتاسیون پس از خردایش و طبقه‌بندی استفاده می‌شود. به عنوان مثال به معادنی نظیر چغارت (خردایش و طبقه‌بندی)، گُل‌گُهر (مغناطیسی و فلوتاسیون) و چادرملو (مغناطیسی و فلوتاسیون) می‌توان اشاره کرد.

خلاصهٔ فصل

در این فصل انواع روش‌های جدایش و پرعیارسازی مواد معدنی به روش‌های ثقلی به همراه معرفی انواع دستگاه‌ها و تجهیزات رایج به صورت خلاصه بیان شده است. مکانیزم‌های جدایش ذرات به روش‌های ثقلی متفاوت بوده که به صورت مجزا هر مکانیزم با تجهیزاتی که از آن مکانیزم استفاده می‌کند شرح داده شده است.

مطالب این فصل به‌صورت انتخابی، خیلی خلاصه و فشرده، برگرفته از منابع معرفی شده می‌باشد. برای بهره‌گیری بیش‌تر و عمیق‌تر در موضوعات این فصل، توصیه می‌شود که از منابع مذکور استفاده شود.

منابع: کتاب تکنولوژی فرآوری مواد معدنی (پرعیارسازی ثقلی)، تألیف دکتر بهرام رضایی و کتاب کانه‌آرایی، جلد اول، تألیف دکتر حسین نعمت‌اللهی.

تست‌های آخر فصل

۱- وسیلهٔ مناسب برای آرایش ثقلی زغال‌سنگ در ابعاد ۲۰ تا ۱۰۰ میلی‌متر چیست؟ (استخراج معدن ۷۳-۱۳۷۲)

۱) جداکننده واسطه سنگین
۲) جیگ بوم
۳) میز لرزان
۴) مخروط ریچارد (Reichert)

۲- شرایط مناسب برای جدایش ثقلی دو کانی از یک‌دیگر چیست؟ (استخراج معدن ۷۴-۱۳۷۳)

۱) ابعاد ذرات کوچکتر از ۵۰ میکرون
۲) ابعاد ذرات بزرگتر از چند دهم میلی‌متر
۳) اختلاف وزن مخصوص دو کانی بیشتر از ۱/۲۵ باشند.
۴) نسبت وزن مخصوص آنها بیشتر از ۱/۲۵ باشد.

۳- یک جداکنندهٔ ثقلی ذرات کوچک‌تر از ۵۰ میکرون کانی گالن (دانسیتهٔ ۷/۵) و کوارتز (دانسیتهٔ ۲/۶۵) را جدا می‌کند (۱۰٪ جامد وزنی). برای این‌که ذرات کوارتز و گالن سرعت ته‌نشینی یکسانی داشته باشند حداقل نسبت قطر کوارتز به گالن بایستی برابر باشد با: (استخراج معدن ۷۶-۱۳۷۵)

۱) ۲ ۲) ۳ ۳) ۱/۵ ۴) ۲/۷

۴- کدام‌یک از عبارات زیر صحیح است؟ (استخراج معدن ۷۷-۱۳۷۶)

۱) بطور کلی، فرکانس نوسانات در جیگ را باید طوری تنظیم کرد تا ذره به سرعت حد خود برسد.
۲) معمولاً در مورد جدایش ذرات ریز در جیگ از حرکتهای کوتاه و سریع و برای جدایش ذرات درشت از حرکتهای آرام و طولانی استفاده می‌شود.
۳) در آرایش زغال‌سنگ با روش جیگ، دانه‌بندی در هر محدوده‌ای که باشد می‌توان از حرکت‌های کوتاه و سریع استفاده کرد.
۴) فرکانس نوسانات جیگ در حرکت ذرات و جدایش بهینهٔ آن‌ها تأثیر چندانی ندارد.

پاسخ تست‌های آخر فصل

۱- گزینه «۲»

با استفاده از جنگ بوم امکان آرایش زغال‌سنگ در ابعاد کوچک‌تر از ۱۵۰ میکرون در یک مرحله وجود دارد و لازم به ذکر است که از این جیگ عمدتاً در زغال‌شوئی استفاده می‌شود.

۲- گزینه «هیچ‌یک از گزینه‌ها صحیح نیست.»

شرایط مناسب برای جدایش ثقلی دو کانی از یک‌دیگر تبعیت ذرات از قانون نیوتن است. ذراتی که از قانون استوکس تبعیت نمی‌کنند را نمی‌توان با استفاده از روش‌های ثقلی جدا کرد. همچنین لازم به ذکر است که برای جدایش ثقلی دو کانی از هم باید «نسبت چگالی مؤثر» آن‌ها بیشتر از ۱/۲۵ باشد که در هیچ‌کدام از این گزینه‌ها به آن اشاره نشده است.

۳- گزینه «۱»

این ذرات از قانون استوکس طبیعت می‌کنند پس:

$$\frac{d_G}{d_Q}=\left(\frac{\sigma_Q-\sigma_f}{\sigma_G-\sigma_f}\right)^{\frac{1}{2}}=\left(\frac{2/65-1}{7/5-1}\right)^{\frac{1}{2}}=0/504$$

$$2d_G=d_Q$$

۴- گزینه «۲»

هرچه زمان کم‌تر شود (در حرکت‌های کوتاه و سریع زمان یک سیکل عملیات جیگ کم‌تر می‌شود) تأثیر چگالی افزایش می‌یابد و هرچه حرکت‌های جیگ آرام‌تر و طولانی‌تر شود (زمان بیش‌تر شود)، تأثیر ابعاد در جدایش بیش‌تر می‌شود. با کاهش زمان عملیات جیگ در هر سیکل، با افزایش تأثیر چگالی، امکان جدایش ذرات ریز کانی سنگین نیز فراهم می‌گردد.

فصل سوم

دانه‌بندی

فصل سوم

دانه‌بندی

۳-۱. تقسیم‌بندی ذرات بر اساس ابعاد

رس یا لای (Clay)	۰/۵μ تا ۴μ
سیلت (Silt)	۴μ تا ۶۴μ
ماسه (Sand)	۶۴μ تا ۲mm
شن (Granule)	۲mm تا ۴mm
ریگ (Pebble)	۴mm تا ۶۴mm
قلوه‌سنگ (Cobble)	۶۴mm تا ۲۵۶mm
قطعه‌سنگ (Boulder)	بزرگ‌تر از ۲۵۶mm

۳-۲. محاسبات مربوط به سرند

$$n(a+d)=1 \Rightarrow \begin{cases} a=\frac{1}{n}-d \\ d=\frac{1}{n}-a \\ n=\frac{1}{a+d} \end{cases}$$

a: دهانهٔ سرند یا چشمهٔ سرند: فاصلهٔ بین دو سیم (مجاور) متوالی سرند، بر حسب اینچ

n: شمارهٔ مش: تعداد سوراخ‌های موجود در طول یک اینچ از سرند

d: قطر سیم سرند، بر حسب اینچ

الک n مش، در طول یک اینچ دارای $(n+1)$ ردیف سیم است و از n تا دهانه (a)، تشکیل شده است یعنی $n(a+d)=1$.

$$P=n^2a^2=n^2(\frac{1}{n}-d)^2=(1-nd)^2=\frac{a^2}{(a+d)^2}$$

۱ اینچ معادل ۲۵۴۰۰ میکرون است.

P: درصد دهانهٔ سرند: عبارتست از نسبت سطح سوراخ‌ها بر سطح کل سرند.

اگر دو سطح سرندی با چشمه‌های مربع شکل و مستطیل شکل از یک نوع سیم بافته شده باشند، درصد دهانهٔ سرند با چشمه‌های مستطیل شکل بیش‌تر است و از این‌رو ظرفیت و بازدهی بیش‌تری نیز دارد. ظرفیت سرند متناسب با ابعاد یا اندازهٔ چشمهٔ سرند است.

برای مواد نسبتاً دانه‌درشت از چشمه‌های مربع شکل و برای مواد دانه ریز از چشمه‌های مستطیل شکل استفاده می‌شود.

دهانهٔ سرندهای آزمایشگاهی در حد ۳۷ میکرون محدود شده‌اند. البته سرندهای ۲۰، ۱۰ و حتی ۵ میکرونی نیز وجود دارند.

در هر یک از سری‌های سرندی، بین دهانهٔ سرندهای متوالی، نسبت ثابتی وجود دارد مثل $\sqrt{۲}=۱/۴۱۴$. در سرندهایی که رابطهٔ اندازهٔ روزنه‌های آن‌ها از ریشهٔ چهارم ۲ پیروی می‌کند، حداکثر نسبت وزنی دو ذرهٔ کروی شکل با دانسیتهٔ یکسان در سرند اول (درشت) و دوم برابر ۱/۶۸ است.

$$\frac{d_۱}{d_۲}=\sqrt[۴]{۲}=۱/۱۸۹\Rightarrow\frac{m_۱}{m_۲}=\frac{\rho_۱V_۱}{\rho_۲V_۲}=\frac{V_۱}{V_۲}=\frac{d_۱^۳}{d_۲^۳}=(۱/۱۸۹)^۳=۱/۶۸$$

در سری سرندهای استاندارد Tyler و ASTM، نسبت ثابت بین دهانهٔ سرندهای متوالی برابر $\sqrt[۴]{۲}=۱/۱۸۹$ است.

به‌طور کلی سرندها را باید به نحوی انتخاب کرد که وزن بخش باقی‌مانده بر روی بالاترین سرند (درشت‌ترین چشمه) و هم‌چنین وزن بخش عبور کرده از پایین‌ترین سرند (کوچک‌ترین چشمه)، هیچ‌یک از ۵٪ کل نمونهٔ مورد آزمایش تجاوز نکند.

سرعت حد دانه‌های کوچک‌تر از محدودهٔ سرندها (۴۰ میکرون) در آب را می‌توان توسط معادلهٔ استوکس (Stokes) به‌دست آورد.

$$v=\frac{gd^۲(\sigma_s-\sigma_f)}{۱۸\eta}\quad,\quad N_{Re}\le۰/۲\quad,\quad ۱\mu\le d\le۴۰\mu$$

$$N_{Re}=\frac{vd\sigma_s}{\eta}$$

d: قطر دانه (m)

g: شتاب ثقل $(\frac{m}{sec^۲})$

σ_s: چگالی دانه $(\frac{kg}{m^۳})$

σ_f: چگالی سیال $(\frac{kg}{m^۳})$

η: ویسکوزیتهٔ سیال $(N\cdot\frac{sec}{m^۲})$، η برای آب در دمای ۲۰°C برابر $۰/۰۰۱\frac{N\cdot sec}{m^۲}$ است. برای آن‌که خطای اندازه‌گیری کم‌تر از ۵٪ باشد، عدد رینولدز بایستی کوچک‌تر از ۰/۲ باشد.

سرعت ته‌نشینی ذرات با توان دوم قطر آن‌ها متناسب است. بنابراین در محدودهٔ استوکس، اگر قطر ۲ برابر شود، سرعت ۴ برابر شده و زمان ته‌نشینی $\frac{۱}{۴}$ برابر می‌شود.

قانون استوکس برای دانه‌های کروی شکل صادق است. سرعت حد دانه‌های غیرکروی بستگی به شکل آن‌ها دارد. با جایگزین کردن این سرعت در معادلهٔ استوکس ابعادی به‌دست می‌آید که «قطر معادل استوکس» نامیده می‌شود.

قانون استوکس تنها در شرایط جریان آرام معتبر است، از این‌رو فقط در مورد دانه‌های کوچک‌تر از حد خاصی کاربرد دارد. این حد توسط عدد بی‌بعد رینولدز تعیین می‌شود.

از قانون استوکس برای دانه‌هایی با ابعاد کوچک‌تر از ۴۰ میکرون که در آب معلق شده‌اند، می‌توان استفاده کرد و دانه‌های درشت‌تر از این حد را تجزیهٔ سرندی کرد.

حد پایینی آن نیز در حدود یک میکرون است. زیرا در مورد دانه‌های کوچک‌تر از این حد، زمان ته‌نشینی بسیار طولانی می‌شود.

از سرندها به ندرت برای تعیین دانه‌بندی مواد در ابعاد کوچک‌تر از ۴۰ میکرون استفاده می‌شود. این بخش از مواد را دانه‌های کوچک‌تر از محدودهٔ سرندها می‌نامند. رایج‌ترین روش برای به‌دست آوردن دانه‌بندی این مواد، روش ته‌نشینی در یک سیال است. در سال‌های اخیر روش‌های الکترونیکی دقیق ابداع شده‌اند و مورد استفاده قرار گرفته‌اند.

اندازه‌گیری دانه‌بندی مواد به روش ته‌نشینی با استفاده از وسایلی به شرح زیر انجام می‌شود:

مواد تحت آزمایش به حالت پالپ به‌طور یکنواخت در داخل ظرف پراکنده می‌شود. ممکن است برای تفرق کامل دانه‌ها، استفاده از مواد شیمیایی ترکننده لازم باشد.

الف) بشر ته‌نشینی

ب) الوتریاتو: الوتریاسیون روشی برای تعیین دانه‌بندی مواد است که به کمک جریان رو به بالای سیالی که معمولاً آب یا هواست، انجام می‌شود. (الوتریاسیون: ۱۰۰μ – (۱۰)۲)

ج) پی‌پت اندرسون (Andreasen): در داخل یک لولهٔ استوانه‌ای به حجم ۵۰۰ml پالپی از نمونهٔ مورد نظر به غلظت وزنی ۵-۳ درصد جامد تهیه می‌شود.

زمان و عمق نمونه‌برداری متناسب با ابعاد درشت‌ترین دانه‌های موجود در نمونه است (قانون استوکس).

وسیلهٔ مناسب برای تعیین دانه‌بندی مواد معدنی خردشده از ابعاد کوچک‌تر از (۴۰ μ) ۲۰ تا ابعاد ۱ میکرون می‌باشد.

روش‌های مبتنی بر استفاده از نیروی گریز از مرکز

الف) جداکنندهٔ Bahco برای طبقه‌بندی موادی با چگالی $\frac{gr}{cm^3}$ ۳-۲/۷، در حد ۴۰-۱۰ میکرون دارای دقت خوبی است ولی در حد کم‌تر از ۸ میکرون دقت آن کاهش می‌یابد.

ب) سیکلو سایز را می‌توان برای طبقه‌بندی و تعیین دانه‌بندی موادی با چگالی $۲/۷ \frac{gr}{cm^3}$ در حد ۵۰ μ-۸ و موادی با چگالی $۷/۵ \frac{gr}{cm^3}$ تا حد ۴ میکرون استفاده کرد.

ج) پی‌پت سانتریفوژ اندرسون (Andreasen)

$$V = \frac{(\sigma_s - \sigma_f) d^2 \omega^2 (R - r)}{18\eta \ln \frac{R}{r}}$$

$$V = \frac{(\sigma_s - \sigma_f) d^2 n^2 (R - r)}{1/52 \times 18\eta \ln \frac{R}{r}}$$

ω: سرعت زاویه‌ای ($\frac{rad}{sec}$)

R: شعاع سطح نمونه‌برداری (m)

r: شعاع سطح آزاد پالپ در داخل محفظه (m)

σ_s: چگالی جامد ($\frac{kg}{m^3}$)

σ_f: چگالی سیال ($\frac{kg}{m^3}$)

η: وسیکوزیتهٔ سیال ($N\cdot\frac{sec}{m^2}$)

d: ابعاد دانه‌ها (m)

n: سرعت دوران محفظه (rpm)

با استفاده از این وسیله می‌توان دانه‌بندی مواد را در محدودهٔ ۱۰ μ - ۰/۰۵ اندازه‌گیری کرد.

P: ابعاد دانه‌ها (m) (بر مبنای سرندی که ۸۰٪ مواد از آن عبور می‌کند.)

$$P = \frac{K}{S^2}$$

S: سطح مخصوص ($\frac{m^2}{kg}$)

$$K = 25 - 100$$

$$P = \frac{25\times10^{6}}{\sigma^2\cdot S^2}$$

P: ابعاد دانه‌ها (m) (بر مبنای سرندی که ۵۰٪ مواد از آن عبور می‌کند.)

σ: چگالی ماده ($\frac{kg}{m^3}$)

روش‌های مبتنی بر اندازه‌گیری مقاومت الکتریکی برای تعیین دانه‌بندی مواد از ۴۰۰- ۰/۵ میکرون مورد استفاده قرار می‌گیرد.

از روش تعیین دانه‌بندی با استفاده از اشعهٔ لیزر می‌توان برای تعیین دانه‌بندی مواد از ۰/۱۶ تا ۱۱۶۰ میکرون استفاده کرد.

با استفاده از روش تعیین دانه‌بندی مواد به‌طور دائم می‌توان دانه‌بندی مواد را در محدودهٔ ۶۰۰-۲۵ میکرون اندازه‌گیری کرد.

۳-۳. عوامل مؤثر بر لایه‌بندی مواد بر روی سرند

۱- سرعت حرکت مواد (تابع مشخصات مادهٔ معدنی، شیب و محیط سرند است.)

۲- نوع حرکت سرند (دامنهٔ نوسان و فرکانس آن)

۳- در مسیرهای خشک، رطوبت مواد از لایه‌بندی جلوگیری می‌کند.

مکانیزم حرکت مواد بر روی سرند مانند جریان سیال است. دانه‌های جامد حین حرکت تشکیل دانه‌بندی خاصی را می‌دهند به نحوی که مواد درشت در قسمت فوقانی لایه و مواد ریز در قسمت تحتانی سرند قرار می‌گیرند.

کاربرد سرندها در صنعت به‌طور رایج در حد بزرگ‌تر از ۶ میلی‌متر است، هرچند در موارد استثنایی ممکن است به حدود ۲۵۰ میکرون نیز برسد.

ضخامت مواد موجود بر روی سرند در انتهای سرند (بخش تخلیه) نباید برای موادی با چگالی ظـاهری $\frac{gr}{cm^3}$ ۱/۶ از ۴ برابـر و برای موادی با چگالی ظاهری $\frac{gr}{cm^3}$ ۰/۸ از ۳ برابر دهانهٔ سرند تجاوز کند.

ضخامت بهینهٔ لایه‌بندی مواد بر روی سرند در انتهای سرند نباید به‌طور کلی از ۴ برابر دهانهٔ سرند بیش‌تر باشد.

لایه‌بندی در ۵۰ سانتی‌متر ابتدای سرند انجام می‌گیرد. قسمت عمدهٔ مواد دانه ریز در $\frac{۱}{۲}-\frac{۱}{۳}$ طول سرند از آن خارج می‌شوند.

دانه‌های با ابعاد نزدیک به چشمهٔ سرند در $\frac{۲}{۳}-\frac{۱}{۲}$ طول سرند، در قسمت انتهای آن، سرند می‌شوند.

۳-۴. توابع توزیع دانه‌بندی

جهت نمایش ترسیمی توزیع دانه‌بندی از این توابع و نمودار آن‌ها استفاده می‌شود که عموماً عبارتند از:

۱- نمایش خطی: بر روی محور عمودی، به صورت ساده، درصد تجمعی عبوری و بر روی محور افقی، به صورت ساده، انـدازهٔ ذرات قرار می‌گیرد.

۲- نمایش نیمه لگاریتمی: بر روی محور عمودی، به صورت ساده، درصد تجمعی عبوری و بر روی محـور افقـی، بـه صـورت لگاریتمی، اندازهٔ ذرات قرار می‌گیرد.

خاصیت لگاریتمی رسم نمودن این است که تراکم منحنی را در ابعاد کوچک از بین می‌برد.

۳- نمایش تمام لگاریتمی: درصد تجمعی عبوری و اندازهٔ ذرات، هر دو به صـورت لگـاریتمی رسـم مـی‌شـوند. کـه شامل توابع زیر می‌شود:

۳-۱- تابع Gaudin

۳-۲- تابع توزیع نرمال (Gauss)

ابعاد، بر روی محور خطی و درصد تجمعی مواد بر روی محور احتمالاتی قرار می‌گیرند.

۳-۳- تابع توزیع نرمال لگاریتمی

ابعاد، بر روی محور لگاریتمی و درصد تجمعی مواد بر روی محور احتمالاتی قرار می‌گیرند.

۳-۴- توابع Hatch و Choate

با استفاده از این‌ها، قطر متوسط مواد را می‌توان به‌دست آورد.

۳-۵- تابع توزیع دانه‌بندی روزین- راملر (Rosin-Rammler)

$$w_r = ۱۰۰e^{-(\frac{D}{a})^b} \Rightarrow \frac{۱۰۰}{w_r} = e^{(\frac{D}{a})^b}$$

w_r: درصد وزنی تجمعی مواد باقی‌مانده بر روی سرند

a و b: مقدارهای ثابت

D: قطر متوسط عددی (قطر متوسط دانه‌ها)

$$D = \frac{d_1 + d_2}{2}$$

برای رسم منحنی این تابع بایستی $\log\log\frac{100}{w_r}$ را نسبت به لگاریتم اندازهٔ ذرات رسم نمود (به صورت خط راست).

این تابع به خوبی با توزیع دانه‌بندی زغال‌سنگ خرد شده و هم چنین مواد معدنی که در مرحلهٔ سنگ‌شکنی تا ابعاد نسبتاً دانه ریز خرد شده‌اند (سنگ‌شکنی مرحلهٔ سوم) مطابقت دارد. از مزایای این تابع، مبنای علمی آن است.

$$\text{if } D = a \Rightarrow w_r = \frac{100}{e} = 36/8$$

a: معادل دهانهٔ سرندی است که ۳۶/۸ درصد مواد (به صورت تجمعی) بر روی آن باقی می‌ماند. به این مقدار، «ثابت اندازهٔ مطلق» گفته می‌شود.

b: ثابت تفرق است که هرچه مقدار آن کم‌تر باشد، شیب منحنی توزیع دانه‌بندی کم‌تر و در نتیجه مادهٔ مورد نظر دارای دانه‌بندی وسیع‌تر است.

b: نشان‌دهندهٔ میزان پراکندگی مواد در محدودهٔ دانه‌بندی بوده و به نام ثابت تفرق نامیده می‌شود.

$0/6 \le b \le 3$ بوده و چنان‌چه مقدار b از حدود ۳ تجاوز کند، تابع روزین ـ راملر قابل کاربرد نیست و باید از تابع گوس Gauss استفاده کرد.

تابع توزیع دانه‌بندی روزین ـ راملر برای بررسی و پیش‌بینی دانه‌بندی مشکل و ریز دانه (توزیع دانه‌بندی زغال‌سنگ خرد شده و محصولات حاصل از سنگ‌شکن‌های مرحلهٔ سوم) بسیار مفید است.

تابع گادین ـ شومَن

$w_r = aD^b$ معادلهٔ گادین (Gaudin)

$w_t = 100 \times (\frac{D}{A})^b$ معادلهٔ شومَن

D: دهانهٔ سرند

w_r: درصد (وزنی) مواد باقی‌مانده بر روی سرند (عبور کرده از سرند قبلی با دهانهٔ بزرگ‌تر)

w_t: درصد (وزنی) تجمعی مواد عبور کرده از سرند

a و b و A- مقادیر ثابت

$$w_r = a(1)^b = a$$

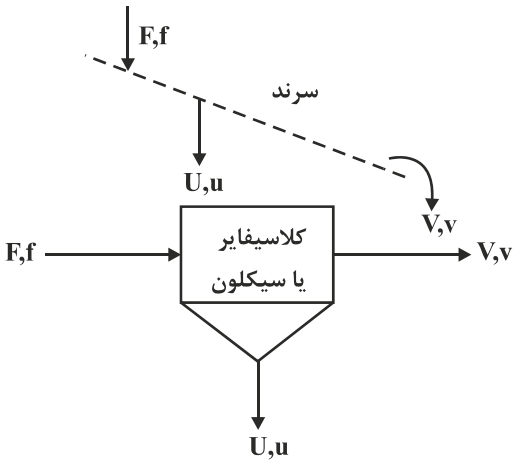
یعنی a معادل وزن مواد باقی‌مانده بر روی سرندی با دهانهٔ واحد و عبور کرده از سرند قبلی با دهانهٔ بزرگ‌تر است.

b: مقدار ثابت (شیب خط به‌دست آمده بر روی محورهای لگاریتمی)

دانه‌بندی مواد خرد شده توسط سنگ‌شکن‌های فکی، ژیراتوری و مخروطی از تابع Gaudin پیروی می‌کند.

۳-۵. کارایی یا بازدهی سرندها

برای مشخص کردن قابلیت سرندها، بازدهی آن‌ها تعیین می‌شود. شاخص تعیین‌کنندهٔ کارآیی سرند، مقدار مواد به اشتباه تقسیم شده است.



f: میزان یا درصد مواد بزرگ‌تر (درشت‌تر) از حد جدایش سرند (دهانه یا چشمهٔ سرند) در بار اولیه

u: میزان یا درصد مواد بزرگ‌تر (درشت‌تر) از حد جدایش سرند در محصول یا ته‌ریز سرند

v: میزان یا درصد مواد بزرگ‌تر (درشت‌تر) از حد جدایش سرند در سرریز سرند

(۱-v): میزان یا درصد مواد عبور کرده (ریزتر) از سرند با دهانهٔ مشخص.

در حالت کلی، $u \simeq ۰$ است، یعنی درصد ذرات بزرگ‌تر از حد جدایش سرند، در ته‌ریز سرند، ناچیز است.

$$\text{for } E = ٪۱۰۰ \Rightarrow v = ٪۱۰۰ \ , \ ۱ - v = ۰$$

E: بازدهی، راندمان یا کارآیی کلی عملیات سرند کردن

برای کلاسیفایر یا سیکلون

f: درصد مواد درشت‌تر (یا ریزتر) از یک اندازهٔ خاص در بار اولیه

v: درصد مواد درشت‌تر (یا ریزتر) از یک اندازهٔ خاص در سرریز

u: درصد مواد درشت‌تر (یا ریزتر) از یک اندازهٔ خاص در ته‌ریز

برای کلاسیفایر یا سیکلون و سرند:

F: وزن جامد بار اولیه

V: وزن جامد سرریز

U: وزن جامد ته‌ریز

در مورد سرند، درصدهای مواد درشت‌تر از هر بخش وارد فرمول‌های مربوطه می‌شود.

$$\begin{matrix} F = U + V \\ Ff = Uu + Vv \end{matrix} \Rightarrow R = \frac{Uu}{Ff}$$

ضریب توزیع برای سرند:

$$y = \frac{V}{F}$$

ضریب توزیع برای کلاسیفایر یا سیکلون:

$$y = \frac{U}{F}$$

برای کلاسیفایر یا سیکلون و سرند:

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

$$\frac{V}{F} = \frac{f - u}{v - u}$$

برای کلاسیفایر یا سیکلون:

$$\frac{U}{F} = \frac{D_f - D_v}{D_u - D_v}$$

$$\frac{V}{F} = \frac{D_f - D_u}{D_v - D_u}$$

$$E = \frac{Vv}{Ff} \cdot \frac{U(1-u)}{F(1-f)} = \frac{v(f-u)}{f(v-u)} \cdot \frac{(1-u)(f-v)}{(1-f)(u-v)}$$

$\frac{Vv}{Ff} = \frac{v(f-u)}{f(v-u)}$: میزان یا درصد ذرات درشت‌تر از چشمه‌های سرند در بخش باقی‌مانده بر روی سرند یا بازیابی مواد بزرگ‌تر از دهانهٔ سرند در بخش باقی‌مانده بر روی سرند

$\frac{U(1-u)}{F(1-f)} = \frac{(1-u)(f-v)}{(1-f)(u-v)}$: میزان یا درصد ذرات کوچک‌تر از چشمه‌های سرند در بخش عبور کرده از سرند یا بازیابی مواد کوچک‌تر یا ریزتر از دهانهٔ سرند در بخش عبور کرده از سرند

چنان‌چه در سطح سرند چشمه‌های شکسته و یا تغییر شکل یافته وجود نداشته باشد، میزان مواد دانه‌درشت در بخش عبور کرده از سرند خیلی جزئی است یعنی $u \simeq 0$ به عبارتی دیگر برای سرند کاملاً سالم، نو و بدون پارگی، $u = 0$ است و داریم:

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

درصورتی‌که اعداد را به صورت درصد وارد می‌کنید بایستی به جای عدد ۱ در فرمول‌ها، عدد ۱۰۰ قرار گیرد.

در عملیات سرند کردن به دانه‌هایی که ابعادشان ۱/۵-۰/۵ برابر چشمه‌های سرند است، «دانه‌های با ابعاد نزدیک به چشمه‌های سرند» اطلاق می‌شود.

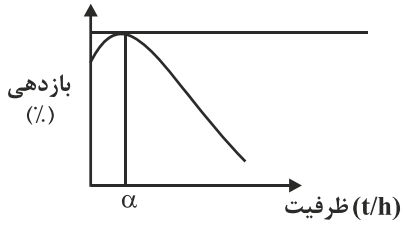
در هر یک از بخش‌های دانه‌بندی، به (احتمال) درصدی از مواد که به بخش باقی‌مانده بر روی سرند منتقل شده‌اند، ضریب توزیع می‌گویند.

$$I = \frac{d_{۷۵} - d_{۲۵}}{۲d_{۵۰}}$$

I- ضریب نقص (Imperfection) که به کارخانهٔ سازندهٔ سرند بستگی دارد و هرچه کوچک‌تر باشد بهتر است.

$d_{۷۵}$ و $d_{۲۵}$ به ترتیب ابعاد دانه‌هایی هستند که احتمال قرار گرفتن آن‌ها در بخش باقی ماندهٔ بر روی سرند ۷۵٪ و ۲۵٪ است.

در عمل با توجه به ملاحظات اقتصادی، از ظرفیت اپتیمومی استفاده می‌شود که بیش‌تر از a است.



تغییرات بازدهی نسبت به ظرفیت سرندها ←

علت کاهش بازدهی در ظرفیت‌های کم‌تر از $a(\frac{t}{h})$ این است که ضخامت لایهٔ تشکیل شده بر روی سرند برای جلوگیری از جهش‌های شدید ذرات بر روی سرند کافی نبوده است.

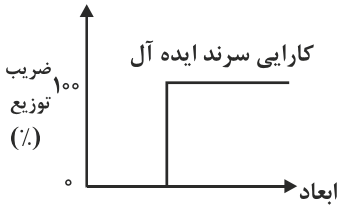
برای بازدهی بهینه در سرند، با افزایش ظرفیت، ابتدا لایه‌بندی بر روی سرند تشکیل می‌شود ولی بعد از این ظرفیت مشخص، با افزایش ظرفیت، بازدهی کاهش می‌یابد.

برای یک ظرفیت مشخص، بازدهی به نوع عملیات سرند کردن یعنی به احتمال کلی عبور دانه‌ای که به سطح سرند می‌رسد، بستگی دارد.

ظرفیت سرندها تقریباً متناسب با ابعاد چشمه‌ها و درصد دهانهٔ آن‌هاست.

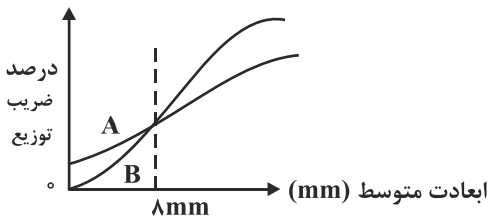
کارآیی سرند را به وسیلهٔ منحنی زیر نیز نشان می‌دهند که در آن، درصد مواد باقی‌مانده بر روی سرند نسبت به بار ورودی ($\frac{V}{F}$) (ضریب توزیع) را نسبت به قطر متوسط هندسی در هر طبقه رسم می‌کنند.

انحراف از منحنی ایده‌آل نشان‌دهندهٔ میزان مواد به اشتباه تقسیم شده است.



کارآیی سرند ایده‌آل ←

شکل زیر، منحنی جدایش دو سرند به ابعاد چشمهٔ ۸mm برای خوراک یکسان را نشان می‌دهد.



با توجه به نمودار کارآیی ایده‌آل، هرچه منحنی واقعی به حالت ایده‌آل نزدیک‌تر باشد، کارآیی سرند بیش‌تر است. از این‌رو با توجه به شکل، کارآیی سرند B بیش‌تر از A است.

۳-۶. انواع سرندها

۳-۶-۱. سرندهای ساکن

الف) گریزلی (Grizzly): یا سرند میله‌ای ثابت با شیب ۲۰-۵۰°. گریزلی برای طبقه‌بندی مواد دانه‌درشت مورد استفاده قرار می‌گیرد و حد جدایش آن ۲۰-۳۰۰mm است.

ب) سرند قوسی (Sieve Bend): توسط این سرند می‌توان مواد را به روش تر تا حد ۵۰ میکرون طبقه‌بندی کرد. کاربرد سرندهای قوسی در مسیرهای بستهٔ آسیا کردن، برای جدا کردن کانی‌های سنگین گسترش زیادی یافته است. هم‌چنین برای فرآوری زغال‌سنگ به‌کار می‌رود.

ج) سرند هوکی (Hukki): در حقیقت ترکیبی از سرند و کلاسیفایر است و کاربرد عمدهٔ آن در مسیرهای (بستهٔ) آسیا کردن است.

۳-۶-۲. سرندهای متحرک

الف) سرند گردان یا ترومل (Trommel Screen): برای طبقه‌بندی مواد از ۵۵mm- ۶ است. عمدتاً برای تهیه شن و ریگ (بالاست) استفاده می‌شود. به طریقه خشک و تر کار می‌کند.

ب) سرند لرزان (Shaking Screen): جهت طبقه‌بندی مواد دانه‌درشت، در حدود ۱۲mm و عمدتاً به طریقه خشک برای سرند کردن زغال‌سنگ. این نوع سرند را برای طبقه‌بندی مواد ساینده و کانه‌های فلزی به ندرت می‌توان به‌کار برد.

ج) سرند نوسانی (Reciprocating Screen): عمدتاً به طریقه خشک و برای طبقه‌بندی مواد دانه ریز مورد استفاده قرار می‌گیرند. حد جدایش رایج آن‌ها بین ۱۰mm تا ۲۵۰ μ است و گاهی به حدود ۴۰ μ نیز می‌رسد.

د) سرند ژیراتوری: برای طبقه‌بندی مواد دانه ریز تا حد (بزرگ‌تر از) ۴۰ μ به طریقهٔ تر یا خشک

ه) سرند ارتعاشی (Vibrating Screen): دارای بیش‌ترین کاربرد در کارخانه‌های کانه‌آرایی است و برای طبقه‌بندی مواد در حد ۲۵۰mm-۲۵۰ μ مورد استفاده قرار می‌گیرد. کاربرد عمدهٔ آن در مسیرهای سنگ‌شکنی است و معمولاً برای طبقه‌بندی مواد بین ۱۰۰mm- ۵ مورد استفاده قرار می‌گیرد.

برای طبقه‌بندی کلیه مواد معدنی به طریقه خشک یا تر به‌کار می‌رود. در یک ظرفیت مشخص بازدهی سرند حداکثر است.

و) سرند رِزُنانسی

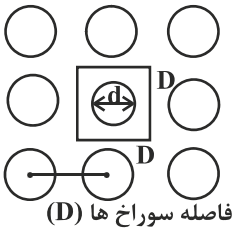
ز) سرند Mogensen

ح) سرند دوار (Rotating Screen) (Whizzer)

- بازدهی سرندهای دوار زیاد نیست ولی از این نوع سرند می‌توان برای طبقه‌بندی مواد مرطوب به‌ویژه زغال‌سنگ استفاده کرد.
- چشمه‌های سرند در حد کوچک‌تر از ۶mm برای زغال‌سنگ مرطوب به سرعت کور می‌شوند، از این‌رو سرند دوار مناسب‌ترین وسیله برای طبقه‌بندی این نوع زغال‌سنگ است. معمولاً محصول دانه‌درشت به‌دست آمده از این سرندها

به جداکننده‌های ثقلی هدایت می‌شود. مثلاً برای زغال‌سنگی با ابعاد کوچک‌تر از ۲۰mm و حد جدایشی معادل ۴mm، بکار می‌رود.

درصد دهانهٔ سرند $P = \frac{\frac{\pi d^2}{4}}{D^2} \times 100$



۳-۷. قانون استوکس

$$v = \frac{gd^2(\sigma_s - \sigma_f)}{18\eta}$$

d: قطر دانهٔ کروی (قطر ذره (m))

σ_s: چگالی دانه (ذره) ($\frac{kg}{m^3}$)

σ_f: چگالی سیال ($\frac{kg}{m^3}$)

η: ویسکوزیتهٔ سیال ($\frac{Ns}{m^2}$)

v: سرعت حد دانهٔ جامد ($\frac{m}{s}$)

g: شتاب جاذبهٔ زمین ($\frac{m}{s^2}$)

استوکس نیروی مقاومت بر روی دانهٔ جامد (R) را ناشی از مقاومت ویسکوز می‌داند.

$$R = 3\pi d\eta v$$

R: نیروی مقاومت ویسکوز

قانون استوکس در شرایط سقوط آزاد و برای ذرات با ابعاد کوچک‌تر از ۵۰ میکرون صادق است.

۳-۸. قانون نیوتن

نیوتن (Newton) نیروی مقاومت را عمدتاً ناشی از مقاومت در هم می‌داند.

$$v = \left(\frac{3gd(\sigma_s - \sigma_f)}{\sigma_f}\right)^{\frac{1}{2}}$$

$$R = 0/055\pi d^2 v^2 \sigma_f$$

v: سرعت حد

R: نیروی مقاومت در هم

جداکننده‌های ثقلی کانی از گانگ، در محدودهٔ نیوتن می‌باشند. حد فوقانی قانون استوکس توسط عدد بی‌بعد رینولدز تعیین شده است و معادل ۵۰ µm است.

قانون نیوتن نیز برای دانه‌هایی بزرگ‌تر از 5mm صدق می‌کند. به‌طوری که ملاحظه می‌شود، در حد فاصل ۵۰ µm و 5mm هیچ‌یک از قوانین فوق صادق نیستند. از طرفی کاربرد بیش‌تر کلاسیفایرهای آبی در همین محدوده است. از این‌رو سقوط ذرات با ابعاد ۵۰ µm تا 5mm در آب از هیچ‌کدام از دو قانون فوق تبعیت نمی‌کند.

قانون استوکس $v = k_1 d^2 (\sigma_s - \sigma_f)$

قانون نیوتن $v = k_2 \left[d(\sigma_s - \sigma_f) \right]^{\frac{1}{2}}$

k_1 و k_2 ضرایبی ثابت هستند.

$(\sigma_s - \sigma_f)$ چگالی مؤثر دانه‌هایی با چگالی σ_s در سیالی با چگالی σ_f

اگر دو دانهٔ جامد با چگالی‌های σ_a و σ_b و قطرهای d_a و d_b در داخل سیالی با چگالی σ_f با سرعت یکسان در حال سقوط باشند، سرعت‌های حد آن‌ها با یک‌دیگر برابر است و بنابراین طبق قانون استوکس، با هم و هم‌زمان به ته ظرف خواهند رسید.

شرایط مقاومت ویسکوز (قانون استوکس)

$$d_a^2 (\sigma_a - \sigma_f) = d_b^2 (\sigma_b - \sigma_f)$$

نسبت سقوط آزاد دو دانهٔ جامد در محدودهٔ استوکس (یعنی برای دانه‌های کوچک‌تر از ۵۰ میکرون):

$$\frac{d_a}{d_b} = \left(\frac{\sigma_b - \sigma_f}{\sigma_a - \sigma_f}\right)^{\frac{1}{2}}$$

برای دانه‌های بزرگ‌تر از ۵ میلی‌متر نیز طبق قانون نیوتن می‌توان نسبت سقوط آزاد ذرات را به‌دست آورد. از این‌رو در شرایط مقاومت در هم یا مقاومت آشفته (محدودهٔ نیوتن)، نسبت سقوط آزاد عبارتست از:

$$\frac{d_a}{d_b} = \frac{\sigma_b - \sigma_f}{\sigma_a - \sigma_f}$$

نسبت سقوط آزاد برای دانه‌های بزرگ‌تر دارای مقدار بیش‌تری است. از این‌رو اختلاف چگالی در طبقه‌بندی دانه‌های درشت‌تر دارای تأثیر بیش‌تری است.

معادلهٔ عمومی نسبت سقوط آزاد:

$$\frac{d_a}{d_b} = \left(\frac{\sigma_b - \sigma_f}{\sigma_a - \sigma_f}\right)^n$$

$n = 0/5$، قانون استوکس، مواد دانه ریزِ $\geq 50\mu m$

$n = 1$، قانون نیوتن، مواد دانه‌درشت $\leq 5mm$

$0/5 \leq n \leq 1$، برای دانه‌هایی که قطر آن‌ها در حد فاصل این دو قانون قرار گرفته است (در عمل و کار با کلاسیفایرها).

اگر غلظت محیط سیال به گونه‌ای باشد که ذرات در حین حرکت با یک‌دیگر برخورد کنند که این برخورد سقوط را کاهش می‌دهد، سقوط را با مانع گویند. در سقوط با مانع تأثیر چگالی در طبقه‌بندی بیش‌تر است.

سرعت تقریبی سقوط دانه‌ها (در شرایط سقوط با مانع) طبق قانون نیوتن:

$$v = k \left[d(\sigma_s - \sigma_p) \right]^{\frac{1}{2}}$$

k: مقدار ثابت است.

در شرایط سقوط با مانع به علت افزایش گرانروی و چگالی پالپ مقاومت سیال در برابر ذره ناشی از مقاومت مغشوش خواهد بود که می‌توان با تغییرات جزئی، شکل اصلاح‌شدهٔ قانون نیوتن را برای محاسبه به‌کار برد.

در طبقه‌بندی مواد، شرایط سقوط با مانع تأثیر ابعاد را کاهش داده درحالی‌که تأثیر چگالی را افزایش می‌دهد و بالعکس در مورد سقوط آزاد.

نسبت سقوط با مانع

$$\frac{d_a}{d_b} = \left(\frac{\sigma_b - \sigma_p}{\sigma_a - \sigma_p}\right)$$

سرعت حد یک ذره متناسب با ابعاد و جرم مخصوص ذره است.

اگر اندازه و وزن مخصوص ذرات یکسان ولی شکل آن‌ها متفاوت باشد، هرچه ذره به شکل کره نزدیک‌تر باشد، سریع‌تر سقوط می‌کند.

در شرایط سقوط با مانع تأثیر جرم مخصوص از ابعاد برای سرعت سقوط بیش‌تر است. هرچه وزن مخصوص پالپ بیش‌تر باشد، نسبت قطر ذراتی که با یک‌دیگر سقوط می‌کنند، بیش‌تر است.

نسبت سقوط با مانع همواره بزرگ‌تر از نسبت سقوط آزاد است. و هرچه چگالی پالپ بیش‌تر باشد، نسبت قطر دانه‌هایی که با هم سقوط می‌کنند بیش‌تر است.

کلاسیفایرها و وسایلی که در شرایط سقوط با مانع کار می‌کنند، به منظور افزایش تأثیر چگالی در طبقه‌بندی مورد استفاده قرار می‌گیرند، حال آن‌که وسایلی که در شرایط سقوط آزاد کار می‌کنند، برای افزایش تأثیر ابعاد در طبقه‌بندی مورد استفاده قرار می‌گیرند.

در سقوط آزاد بزرگ‌ترین ذرهٔ کانی سبک از کوچک‌ترین ذرهٔ کانی سنگین جدا می‌شود ولی در سقوط با مانع بزرگ‌ترین ذرهٔ کانی سنگین از کوچک‌ترین ذرهٔ کانی سبک جدا می‌شود.

در کانه‌آرایی چون عملیات طبقه‌بندی به صورت پالپ صورت می‌گیرد و پالپ یک مایع سنگین (چگالی بزرگ‌تر از یک) است، از این‌رو شرایط، سقوط با مانع در نظر گرفته می‌شود.

رایج‌ترین روش برای نمایش بازدهی یا کارآیی کلاسیفایرها یا هیدروسیکلون‌ها، مشابه سرندها استفاده از منحنی توزیع است.

کارآیی هیدروسیکلون یا کلاسیفایر همانند کارآیی سرند، قابل محاسبه است.

شیب منحنی کارآیی را با مشخص کردن نقاطی که در آن‌ها ۷۵، ۲۵ و ۵۰ درصد خوراک به ته‌ریز منتقل می‌شوند می‌تواند بیان شود که به صورت ضریب نقص (Imperfection) تعریف شده و از رابطهٔ زیر قابل محاسبه است:

$$I = \frac{d_{۷۵} - d_{۲۵}}{۲d_{۵۰}}$$

هرچه ضریب نقص به سمت صفر میل کند، هیدروسیکلون به حالت ایده‌آل نزدیک‌تر است.

$d_{۵۰}$ در هیدروسیکلون اندازهٔ ذراتی است که احتمال برابری برای انتقال به سرریز یا ته‌ریز را دارند.

حد جدایش اصلاح‌شده ($d'_{۵۰}$) < حد جدایش اصلاح‌نشده ($d_{۵۰}$)

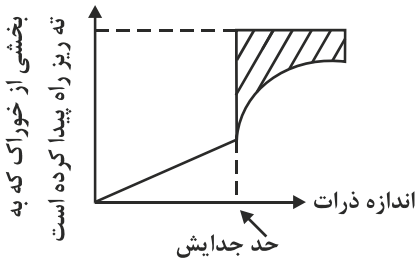
$$y' = \frac{y - R}{۱ - R}$$

y': ضریب توزیع اصلاح‌شده (٪)

y: ضریب توزیع (٪)

سؤال:

منحنی کارآیی سیکلون برای عملیات معینی در زیر نشان داده شده است. مفهوم فیزیکی قسمت هاشور زده چیست؟

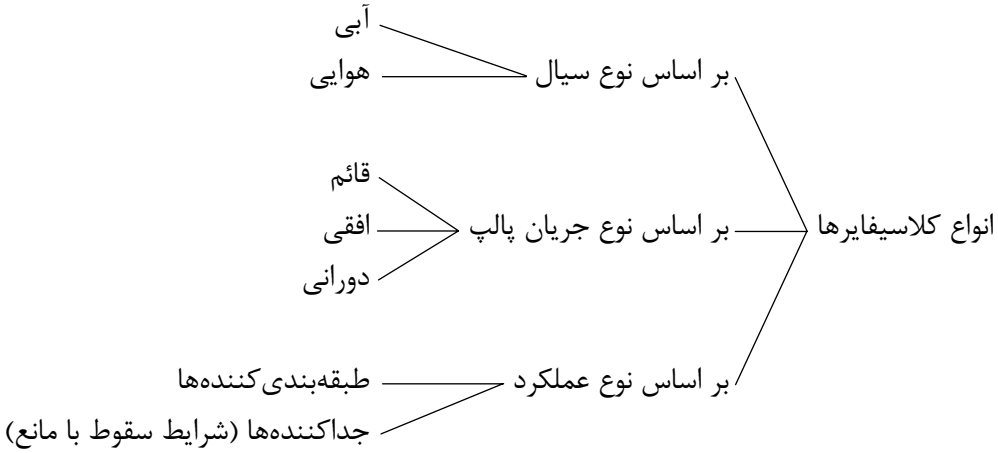


جواب:

با توجه به نمودار ملاحظه می‌شود که منطقهٔ هاشور خورده در محدودهٔ ابعادی درشت‌تر از حد جدایش است که در حالت ایده‌آل باید این قسمت تماماً به ته‌ریز وارد شوی ولی ملاحظه می‌شود که کامل نیست و از این‌رو قسمتی از ته‌ریز کم شده که این بخش به سرریز راه پیدا کرده است.

درصورتی‌که یکی از ۶ سیکلون یک خوشه سیکلون مدار آسیا کردن به دلیل خرابی از کار بیفتد، دربارهٔ وضعیت مدار می‌توان گفت که با کاهش یک سیکلون فشار پالپ ورودی افزایش یافته و در نتیجه حد جدایش افزایش می‌یابد.

برای بالا بردن ظرفیت و حفظ تعادل حد جدایش از چند سیکلون کوچک به جای یک سیکلون بزرگ استفاده می‌شود.



۳-۹. انواع کلاسیفایرهای آبی با جریان قائم

از خصوصیات این کلاسیفایرها، ظرفیت زیاد و بازدهی کم است و عمدتاً جهت تهیه بار اولیه برای جداکننده‌های ثقلی کاربرد دارند.

- **کلاسیفایر Stokes**: در شرایط سقوط با مانع کار می‌کند (تشکیل لایه ناپایدار)

- **کلاسیفایر مخروطی**: بر اساس تشکیل لایه‌های ناپایدار و بازدهی پایینی را دارا هستند.
- **کلاسیفایر Fahrenwald**: از چند بخش تشکیل شده و قسمت تحتانی آن از سطوح متخلخلی تشکیل شده است.
- **کلاسیفایر Rheax**: در شرایط سقوط آزاد کار می‌کند. اشکال آن رقت سرریز و مصرف زیاد آب است.

۳-۱۰. انواع کلاسیفایرهای آبی با جریان افقی

حد جدایش با افزایش دبی ورودی و غلظت بار اولیه و هم‌چنین کاهش دریچه تحتانی (ته‌ریز)، افزایش می‌یابد.

- مخروط ته‌نشینی: مهم‌ترین عامل، تنظیم صحیح دریچه ته‌ریز است. معمولاً برای جدایش جامد از مایع به‌کار می‌رود.
- کلاسیفایر پارویی: کاربرد عمده در مسیر بسته آسیا کردن است. حد جدایش از ۰/۱ تا ۰/۶ میلی‌متر است که با تغییر سرعت، بار ورودی، سرعت حرکت پاروها، ارتفاع لبه سرریز، رقت پالپ ورودی و شیب سطح شیب‌دار می‌توان آن را تنظیم کرد.
- کلاسیفایر مارپیچی (اسپیرال): با افزایش سرعت بار ورودی حد جدایش افزایش می‌یابد. هرچه سرعت حرکت مارپیچ بیش‌تر باشد میزان پراکندگی پالپ بیش‌تر بوده، از این‌رو مانع ته‌نشینی ذرات شده و مواد درشت‌تر نیاز به سرعت بیش‌تری دارند تا به حالت شناور درآیند. با افزایش لبه سرریز حد جدایش کاهش می‌یابد. هم‌چنین رقت پالپ ورودی باعث کاهش حد جدایش می‌شود. افزایش شیب باعث بازدهی بیش‌تر و کاهش رقت ته‌ریز می‌شود.

اگر جداره تانک یا مخزن کلاسیفایر مارپیچی بلندتر شود، تحت دبی و اندازه ثابت ذرات ورودی، ذرات ریزتر که در عمق بالاتر وجود دارند عبور می‌کنند و ذرات درشت نمی‌توانند عبور کنند، از این‌رو حد (اندازه) جدایش کاهش می‌یابد.

حد جدایش این دستگاه حدود ۷۵ µ است.

- **کلاسیفایر جامی**: حد جدایش کم‌تر از پارویی و ظرفیت بیش‌تر ـ نوعی کلاسیفایر پارویی که حوضه ته‌نشینی آن به شکل ظرف جام است.
- **کلاسیفایر نوسانی**: نوعی کلاسیفایر جامی که در آن صفحه متخلخل وجود دارد.

در کلاسیفایر مارپیچی، علاوه بر نیروی وزن، نیروی گریز از مرکز نیز مؤثر است. از این‌رو کلاسیفایر مارپیچی نسبت به کلاسیفایرهای با جریان قائم، کلاسیفایر پارویی و مخروط ته‌نشینی، با دقت بیش‌تری مواد را طبقه‌بندی می‌کنند.

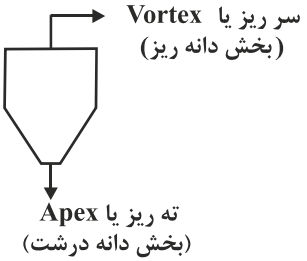
۳-۱۱. انواع کلاسیفایرهای آبی با جریان دورانی

دانه‌ها تحت تأثیر نیروی گریز از مرکز قرار دارند و این خود باعث افزایش سرعت ته‌نشینی شده، از این‌رو حد جدایش کاهش می‌یابد.

- وسایلی که خود ساکن‌اند و پالپ دوران می‌کند (هیدروسیکلون)
- وسایلی که خود حرکت دورانی دارند (سانتریفوژ) (برای مواد زیر ۱۰ میکرون)

۳-۱۱-۱. هیدروسیکلون

مواد بر اساس ابعاد و چگالی طبقه‌بندی می‌شوند. با توجه به نیروی مقاومت سیال (از خارج به داخل هیدروسیکلون)، دانه‌هایی که سرعت ته‌نشینی آن‌ها کم‌تر است به طرف ناحیه کم فشار میانی رفته و با یک حرکت گردابی رو به بالا از سرریز خارج می‌شوند.



عوامل مؤثر در حد جدایش عبارتند از:

۱- قطر هیدروسیکلون که با افزایش آن حد جدایش افزایش می‌یابد. (اساسی‌ترین پارامتر)

با افزایش قطر هیدروسیکلون، ظرفیت آن افزایش می‌یابد.

۲- قطر دهانه سرریز که با افزایش آن، به ازای یک فشار ثابت، حد جدایش افزایش می‌یابد.

۳- قطر دهانه ته‌ریز که با افزایش آن حد جدایش کاهش می‌یابد.

۴- قطر دهانه ورودی که با افزایش آن حد جدایش افزایش می‌یابد.

۵- با افزایش درصد جامد ورودی به سیکلون حد جدایش افزایش می‌یابد. رقت پالپ باعث کاهش حد جدایش می‌شود و از این‌رو با کاهش رقت که باعث افزایش درصد جامد می‌شود، حد جدایش هیدروسیکلون افزایش می‌یابد.

۶- زمان توقف ذرات داخل هیدروسیکلون که با افزایش آن حد جدایش کاهش می‌یابد.

ظرفیت هیدروسیکلون با افت فشار داخل آن متناسب است.

- بهتر است که فشار سرریز نزدیک فشار محیط باشد.
- یکی از نکات مهم در کار هیدروسیکلون نحوه خروج مواد از ته‌ریز است. با ایجاد فشار نزدیک به فشار محیط، خروج به صورت چتری توخالی با زاویه ۲۰-۳۰° است که بهترین حالت می‌باشد.

در هیدروسیکلون ذراتی که بیش‌تر تحت تأثیر نیروی گریز از مرکز قرار می‌گیرند از ته‌ریز خارج می‌شوند.

- محدوده محصول طبقه‌بندی شده برابر ۵ -۱۵۰ μ است.

۳-۱۲. انواع دیگر کلاسیفایرها

کلاسیفایر هوایی: (عمل طبقه‌بندی توسط هوا صورت می‌گیرد)

انواع کلاسیفایرهای هوایی رایج

۱- کلاسیفایر Birtley: به عنوان گردگیر، حد جدایش ۰/۱-۱/۲mm

۲- الوترياتور هوایی: حد جدایش ۰/۱-۱۰mm

۳- سیکلون هوایی: طرز کار مشابه هیدروسیکلون‌ها ـ حد جدایش ۵-۵۰ μ

- در یک هیدروسیکلون در حال کار، ذراتی که در خارج از محدوده سطح (خط) صفر قرار گرفته‌اند، چه نوع خصوصیت ابعادی دارند؟ از آن‌جا که هیدروسیکلون بر اساس نیروی ثقل و گریز از مرکز ذرات را طبقه‌بندی می‌کند، از این‌رو ذرات درشت‌تر، در خارج از محدوده سطح صفر قرار می‌گیرند و ته‌ریز می‌شوند. یعنی درشت‌تر از حد جدایش هیدروسیکلون هستند.
- با توجه به نوع عملکرد، تفاوت اصلی و عمده کلاسیفایر پارویی و مارپیچی در سیستم حرکت ذرات است که در کلاسیفایر مارپیچی بر اساس نیروی گریز از مرکز است و در کلاسیفایر پارویی بر اساس حرکت لایه‌ای آب و سپس جدایش مکانیکی است.

- سرندها و کلاسیفایرها هر دو از دستگاه‌های طبقه‌بندی مواد معدنی هستند و اما اختلاف اساسی آن‌ها: در جدایش سرندی، اندازه ذرات، ولی در کلاسیفایرها، علاوه بر اندازه ذرات، جرم مخصوص ذرات نیز مؤثر است.
- به‌طور کلی برای آزمایش تعیین ابعاد ذرات بر اساس روش ته‌نشینی (Sedimentation)، باید ذرات کروی شکل، درصد جامد در پالپ کم‌تر از ۵٪ و ذرات کاملاً پراکنده شده باشند ولی ثابت بودن دمای محیط چندان اهمیتی ندارد.

مسأله:

دانه‌بندی ته‌ریز و سرریز یک هیدروسیکلون مطابق جدول زیر است. اگر ۴۵ درصد بار اولیه از ته‌ریز هیدروسیکلون خارج شود، مطلوب است دانه‌بندی بار اولیه.

شماره سرند (mesh)	دانه‌بندی (درصد باقی‌مانده)		
	ته‌ریز	سرریز	بار اولیه
۱۵۰	۶۰	۲۲	؟
۲۰۰	۲۵	۲۸	؟
-۲۰۰	۱۵	۵۰	؟

جواب:

$$u = ۰/۴۵F \Rightarrow v = ۰/۵۵F$$

در هر فراکسیون: $Ff = Uu + Vv$

$$۱۵۰\ \text{mesh} : Ff = (۲۲\times ۰/۵۵F) + (۶۰\times ۰/۴۵F) \Rightarrow f = ۳۹/۱$$

$$۲۰۰\ \text{mesh} : Ff = (۲۸\times ۰/۵۵F) + (۲۵\times ۰/۴۵F) \Rightarrow f = ۲۶/۶۵$$

$$-۲۰۰\ \text{mesh} : Ff = (۵۰\times ۰/۵۵F) + (۱۵\times ۰/۴۵F) \Rightarrow f = ۳۴/۲۵$$

۳-۱۳. محاسبات مربوط به کلاسیفایرها (هیدروسیکلون)

رقت بار اولیه (نسبت وزن آب به وزن جامد)

$$x_f = \frac{۱}{۱+D_f}$$

$$x = \frac{۱}{۱+D} \qquad D = \frac{۱-x}{x}$$

x_f: درصد وزنی جامد در خوراک

D_f: نسبت وزن آب به وزن جامد

$$F = U + V$$

درصد پالپ ورودی به سرریز $\frac{V}{F} = ۱۰۰ - \frac{U}{F}$

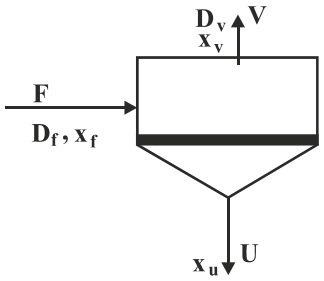
اگر وزن جامد موجود در بار اولیه، ته‌ریز و سرریز کلاسیفایر به ترتیب معادل F، U و $V_{(\frac{t}{h})}$ باشد، توازن آب ورودی به کلاسیفایر و خروجی از آن را به صورت زیر می‌توان نوشت:

$$FD_f = UD_u + VD_v$$

با افزایش درصد جامد در پالپ، x_f، رقت پالپ D_f کاهش می‌یابد و طبق فرمول:

$$R = \frac{U \cdot D_u}{FD_f} \times ۱۰۰$$

نسبت آب موجود در ته‌ریز به آب موجود در بار اولیه زیاد می‌شود که تأثیر منفی در ظرفیت هیدروسیکلون دارد یعنی ظرفیت هیدروسیکلون کاهش می‌یابد.



$$F = U + V$$
$$y = \frac{U}{F} = \frac{D_f - D_v}{D_u - D_v}$$

y: درصد پالپ ورودی به ته‌ریز

درصد بازیابی آب در ته‌ریز یا درصد آب در ته‌ریز به آب ورودی به کلاسیفایر یا درصدی از آب موجود در کلاسیفایر که از ته‌ریز خارج می‌شود. یا درصد آب موجود در ته‌ریز به آب موجود در بار اولیه

درصد بازیابی آب در ته‌ریز $R = \frac{UD_u}{FD_f} \times ۱۰۰$

$$R = \frac{D_u(D_f - D_v)}{D_f(D_u - D_v)}$$

- کلاسیفایرها بر مبنای سرعت نسبی حرکتشان در یک سیال طبقه‌بندی می‌شوند. کلاسیفایرها معمولاً در شرایط سقوط با مانع کار می‌کنند، به ترتیبی که حتی دانه‌های نسبتاً درشت نیز کم‌تر در شرایط جریان در هم قرار گیرند.

خلاصهٔ فصل

در این فصل، مباحث و محاسبات مربوط به روش‌های دانه‌بندی و طبقه‌بندی ذرات با تأکید بر انواع سرندها و کلاسیفایرها بیان شده است. مکانیزم دانه‌بندی ذرات در سرندها و کلاسیفایرها با هم متفاوت بوده و محاسبات مربوط به عملیات سرند کردن و عملیات کلاسیفایر به دلیل ماهیت طبقه‌بندی ذرات، با هم متفاوت است ولی شکل و روند محاسبات تقریباً مشابه می‌باشد.

مطالب این فصل به‌صورت انتخابی، خیلی خلاصه و فشرده، برگرفته از منابع معرفی شده می‌باشد. برای بهره‌گیری بیش‌تر و عمیق‌تر در موضوعات این فصل، توصیه می‌شود که از منابع مذکور استفاده شود.

منابع: کتاب کانه‌آرایی، جلد اول، تألیف دکتر حسین نعمت‌اللهی و کتاب مسایل کاربردی فرآوری مواد معدنی، تألیف دکتر صمد بنیسی.

تست‌های آخر فصل

۱- در یک عملیات سرند کردن، درصد مواد درشت‌تر از چشمه‌های سرند در بار اولیه، محصول باقی‌ماندهٔ بر روی سرند و محصول عبور کرده از سرند به ترتیب ۴۰، ۹۰ و ۵ بوده است.
چند درصد از ذرات کوچک‌تر از چشمه‌های سرند از سرند عبور کرده‌اند؟ (استخراج معدن ۷۳-۱۳۷۲)

۱) ۵۹
۲) ۹۳
۳) ۸۹
۴) ۴۱

۲- یک هیدروسیکلون توسط پالپی با دقت ۰/۵۹ تغذیه می‌شود. در صورتی که رقت ته‌ریز و سرریز به ترتیب ۰/۳۶ و ۱/۰۱ باشد، درصد بازیابی آب در ته‌ریز چقدر است؟ (استخراج معدن ۷۳-۱۳۷۲)

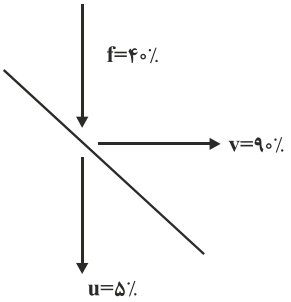
۱) ۳۹/۴
۲) ۲۳/۲
۳) ۶۰/۶
۴) ۷۶/۸

۳- به منظور کاهش حدّ جُدایش در کلاسیفایرهای مکانیکی معمولاً می‌توان: (استخراج معدن ۷۳-۱۳۷۲)

۱) رقت پالپ در سرریز را کاهش داد.
۲) سرعت بار ورودی را افزایش داد.
۳) غلظت پالپ در سرریز را کاهش داد.
۴) سرعت حرکت پاروها یا مارپیچ را افزایش داد.

پاسخ تست‌های آخر فصل

۱- گزینه «۲»

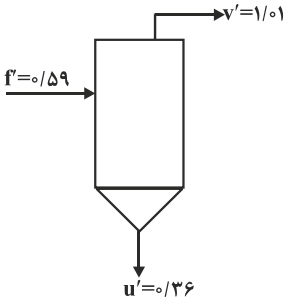


f، u و v، درصد ذرات درشت‌تر از چشمه‌های سرند در هر بخش است. در اصل این سؤال، بازیابی ذرات ریزتر از چشمه‌های سرند را در زیر سرند خواسته است.

بازیابی ذرات ریزتر از چشمهٔ سرند در زیر سرند = $\frac{(1-u)U}{(1-f)F}=\frac{(1-u)(f-v)}{(1-f)(u-v)}$

$=\frac{(1-0/05)(0/40-0/9)}{(1-0/4)(0/05-0/9)}=0/93$

۲- گزینه «۱»



وزن جامد × رقت = وزن آب در هر بخش

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

درصد بازیابی آب در ته‌ریز = $\frac{Uu'}{Ff'}=\frac{\text{وزن آب در ته‌ریز}}{\text{وزن آب در بار اولیه}}$

$=\frac{u'(f'-v')}{f'(u'-v')}=\frac{0/36(0/59-1/01)}{0/59(0/36-1/01)}=0/394=\%39/4$

۳- گزینه «۳»

با کاهش غلظت پالپ در سرریز، ذرات ریزتری به این بخش منتقل می‌شود و در نتیجه حد جدایش کاهش پیدا می‌کند.

فصل چهارم

سنگ‌شکن‌ها و آسیاها

فصل چهارم

سنگ‌شکن‌ها و آسیاها

۴-۱. مقدمه

کانه‌آرایی: مجموعهٔ عملیاتی است که بر روی یک مادهٔ معدنی استخراج شده انجام می‌شود تا آن ماده را قابل مصرف کند. هر مادهٔ معدنی که به‌طور اقتصادی قابل بهره‌برداری باشد، «کانه» (Ore) نامیده می‌شود.

کانی بی‌ارزش (گانگ) + حداقل یک کانی باارزش = کانه

هدف از عملیات کانه‌آرایی در بیش‌تر موارد جدا کردن کانی (یا کانی‌های) باارزش از گانگ است

طبقه‌بندی	حداکثر ابعاد بار اولیه (mm)	حداکثر ابعاد محصول (mm)	وسیلهٔ خرد کردن
قطعه‌قطعه کردن	> ۵۰۰-۱۵۰۰	< ۵۰۰-۱۵۰۰	انفجار، ضربه و ...
سنگ‌شکنی اولیه (عمدتاً در مدار باز کار می‌کنند)	۵۰۰-۱۵۰۰	۱۶۰-۶۲۵	سنگ‌شکنی فکی، ژیراتوری، ضربه‌ای (ابعاد محصول <۱۵mm)
سنگ‌شکنی ثانویه (معمولاً در مدار باز کار می‌کنند)	۵۸-۶۲۵	۱۹-۱۰۰	سنگ‌شکنی مخروطی استاندارد (ابعاد بار اولیه: ۶۲۵ mm-۱۰۰-۵۸ و ابعاد محصول<۵۰mm-۱۵)، استوانه‌ای دندانه‌دار
سنگ‌شکنی مرحلهٔ سوم (معمولاً در مسیر بسته کار می‌کنند)	۱۵-۱۰۰	۱۰-۲۵	سنگ‌شکنی مخروطی سرکوتاه (ابعاد محصول<۱۵ mm-۱۳-۱۰-۷)، استوانه‌ای (ابعاد محصول<۲۰mm-۲ و < ۵mm-۲)
آسیا کردن اولیه	۱۰-۵۰	۲	آسیای میله‌ای (ابعاد بار اولیه: ۵۰mm-۲۰-۴) (ابعاد محصول: mm ۲-۰/۵-۰/۳ و گاهی کم‌تر)، گلوله‌ای (ابعاد بار اولیه: ۷۵mm-۵۰-۲۵-۱۰) (ابعاد محصول< ۰/۲mm یا ۰/۳)، چکشی
آسیا کردن ثانویه	۰/۵-۵	۰/۲-۰/۰۴	آسیای گلوله‌ای، ارتعاشی
میکرونیزاسیون	۲	۰/۰۴	میکرونیزورها

حداقل مقدار نمونهٔ لازم برای عیارسنجی خوراک ورودی به کارخانهٔ کانه‌آرایی بر اساس رابطهٔ زیر به‌دست می‌آید:

$$M = \frac{Cd^{۳}}{R^{۲}}$$

M: حداقل مقدار نمونه لازم (g)

C: ثابت نمونه‌گیری ($\frac{g}{cm^3}$)

d: اندازه بزرگ‌ترین ذره نمونه‌گیری شونده (cm)

R: خطای نمونه‌گیری

- ملاحظه می‌شود که در رابطه بالا، اندازه بزرگ‌ترین ذره نمونه‌گیری شونده تأثیر بیش‌تری دارد. یعنی اندازه بزرگ‌ترین ذرات خوراک

$$W = kD^2$$

W: (حداقل) وزن نمونه (kg)

D: ابعاد بزرگ‌ترین دانه‌ها (mm)

k: مقداری ثابت که بستگی به عیار و نحوهٔ توزیع کانی باارزش در سنگ معدنی دارد. مقدار آن برای کانه‌های کم عیار یا کانه‌هایی با بافت یکنواخت معادل ۰/۲۱ و برای کانه‌هایی پر عیار یا کانه‌هایی با بافت غیریکنواخت معادل ۹/۱۸ است.

هرچه عیار اولیه کانه بیش‌تر باشد میزان خرد کردن کم‌تر خواهد بود.

- بخشی از کانی باارزش که به صورت دانه‌های آزاد یافت شود، یا به عبارت دیگر خارج قسمت حجم دانه‌های آزاد شدهٔ کانی باارزش به حجم کل کانی باارزش، «درجهٔ آزادی» (Degree of Liberation) (کانی باارزش) نامیده می‌شود. درصد کانی‌های باارزش آزاد شده به کل کانی‌های باارزش موجود در سنگ را درجه آزادی می‌نامند.
- در عمل معمولاً کانه را تا حدی خرد می‌کنند که حداکثر ۲۰٪ از کانی باارزش به حالت مخلوط و درگیر با سایر کانی‌ها باقی‌مانده باشد. (درجه آزادی مناسب حداقل ۸۰٪ است).

روش‌های اندازه‌گیری درجه آزادی:
- استفاده از روش‌های جدایش فیزیکی ← روش ثقلی ← استفاده از مایعات سنگین
- جدایش مغناطیسی
- مطالعهٔ نمونه توسط میکروسکوپ

- برای تعیین درجهٔ آزادی در یک نمونه سنگ معدن لازم است ابتدا نمونهٔ مورد نظر به بخش‌هایی با دانه‌بندی‌های محدود طبقه‌بندی شود. در نمونه‌هایی که اختلاف رنگ و جلای قابل توجهی بین کانی باارزش و گانگ وجود داشته باشد، در ابعاد نسبتاً دانه‌درشت (بزرگ‌تر از حدود ۴۰ میکرون) مطالعهٔ اولیه توسط بینوکولار امکان‌پذیر است. با استفاده از Image Analyser می‌توان عمل تشخیص دانه‌ها و شمارش آن‌ها را به‌طور اتوماتیک انجام داد. منظور از نرمه ابعاد کم‌تر از تقریباً ۲۰ میکرون است.
- اولین قانون خرد کردن در سال ۱۸۶۷ توسط Rittinger ارائه شد. بر مبنای این قانون، کار لازم برای خرد کردن متناسب با سطوح خارجی (جدید) ایجاد شده است، یعنی نیروی جذب شده برای متلاشی کردن دانه‌ها متناسب است با مجموع سطوحِ ایجاد شدهٔ پس از خرد کردن.

اگر کار مصرف شده با W و سطح خارجی ایجاد شده با S نشان داده شود، قانون فوق را می‌توان به صورت زیر نوشت:

$$\frac{W_1}{W_2} = \frac{S_1}{S_2}$$