دانشگاه شهید باهنر کرمان
دانشکده فنی مهندسی
بخش مهندسی معدن

جزوه درس

خردایش و طبقه بندی

صمد بنیسی

استاد فرآوری مواد معدنی

مهر ۱۳۹۵

بسمه تعالی

دانشکده فنی ـ بخش معدن

نام درس: خردایش و طبقه بندی

نام مدرس: دکتر بنیسی (E-mail: Banisi@mail.uk.ac.ir) - (Website: Banisi.ir)

ساعت، روز و مکان تدریس: ۱۲-۱۰ شنبه، کلاس ۲۱

زمان رفع اشکال: سه شنبه و چهارشنبه ۱۲-۱۰

(با ثبت نام در سامانه اینترنتی متن جزوه به صورت PDF قابل دسترسی می‌باشد.)

اهداف درس

فراگیری مبانی نمونه‌برداری، تحلیل دانه‌بندی و آشنایی با اصول، مکانیزم دستگاه‌ها و نحوه‌ی کار سیستم‌های سنگ‌شکنی، آسیا کردن و طبقه‌بندی مواد به صورت نظری و عملی با کار در آزمایشگاه و ایجاد قابلیت طراحی مدارهای سیستم‌های پیش‌گفته

مطالب درس (سرفصل شورای عالی برنامه ریزی)

- کلیات: مفاهیم و تعاریف، فرآیند و ضرورت و جنبه‌های اقتصادی کانه‌آرایی، بازدهی عملیات کانه‌آرایی، بازدهی اقتصادی
- فرآیندهای و عملیات واحد: نمونه‌برداری و آزمایش‌ها، مطالعات امکان سنجی، طراحی، عملیات واحد (انتقال مواد، انبار کردن، اختلاط، خردایش، طبقه‌بندی مواد، پرعیار سازی...)، فلوشیت‌ها
- تحلیل دانه‌بندی: کلیات و آشنایی، شکل و اندازه‌ی ذرات، تجزیه با الک یا تجزیه‌ی سرندی، الک‌های آزمایشگاهی، انتخاب اندازه‌ی الک‌ها، روش‌های آزمایش، روش‌های تعیین دانه‌بندی برای ذرات زیر ۴۰ میکرون (قطر معادل استوک، روش‌های ته‌نشین سازی، روش‌های الوتریاسیون یا **Elutration**، سیکلو سایزر، اندازه‌گیری میکروسکوپی.
- خردایش: آزاد کردن کانی‌ها، درجه آزادی، روش‌های اندازه‌گیری درجه آزادی، خردایش (اصول، مکانیزم وتئوری، قابلیت خردایش و روش‌های اندازه‌گیری آن)، شبیه‌سازی فرآیندها و مدارهای خردایش (کنترل مدار و بهینه‌سازی فرآیند، مدل‌های شبیه‌سازی، مدل‌های ریاضی دستگاه‌های مدار خردایش، شبیه‌سازی و بهینه‌سازی مواد)
- سنگ شکنی: انواع سنگ شکن‌ها، انتخاب و طراحی مدار سنگ شکن‌ها، هزینه‌ها و برآورد، مثال جامع به عنوان تکلیف
- آسیا کردن: کلیات، انواع آسیاها، ساختار و اجزای آسیاهای گردان، سرعت گردش، بار خردکننده، تعیین درجه انباشتگی و ترکیب بار خردکننده، آسترهای آسیاهای و عمر آن‌ها، آسیاهای گردان، آسیاهای غیر گردان (ارتعاشی، غلطکی، چکشی، سایشی، خرد کردن الکتروفیزیکی، خرد کردن با سیال)، انتخاب و تعیین اندازه‌ی آسیا (مراحل انتخاب، محاسبه‌ی توان لازم برای آسیاهای گلوله‌ای و میله‌ای، محاسبه‌ی وزن بار خردکننده، محاسبه‌ی درصد جامد در پالپ، محاسبه‌ی بار در گردش)، طراحی و کنترل مدار، زمان توقف در آسیاهای گردان، هزینه‌ها و برآورد، مثال به عنوان تکلیف.
- سرند کردن (طبقه‌بندی مستقیم مواد): کلیات، مکانیزم سرند کردن، عملکرد یا بازدهی سرند و عوامل مؤثر بر آن، سطوح سرندی و انواع آن، انواع سرندها، سرندهای ساکن، سرندهای متحرک، محاسبه‌ی سطح سرند، رابطه بین عرض سرند (و ضخامت مواد، میزان بار، زاویه‌ی قرارگیری سرند،...) رابطه‌ی طول سرند و ابعاد ذرات و ضخامت مواد و...، شبیه‌سازی و طراحی سرند، هزینه‌ها و برآورد، مثال به عنوان تکلیف.

- کلاسیفایرها (طبقه‌بندی غیر مستقیم مواد)، کلیات، تئوری طبقه‌بندی (حرکت ذرات در سیال، سقوط آزاد، سقوط با مانع)، انواع کلاسیفایرها، کلاسیفایرهای آبی با جریان قائم و افقی (مکانیزم و انواع)، کلاسیفایرهای با جریان دورانی یا هیدروسیکلون‌ها (مکانیزم، انواع، بازدهی و عوامل مؤثر بر آن، کاربرد)، کلاسیفایرهای هوایی (مکانیزم، انواع)، انتخاب کلاسیفایرها (مارپیچی، هیدروسیکلون)، هزینه‌ها و برآورد، مثال به عنوان تکلیف.

نحوه ارزیابی

امتحان کوتاه (هر جلسه)	٪ ۲۰
تکالیف	٪ ۱۵
میان ترم (هفته هشتم)	٪ ۲۰
پایان ترم	٪ ۴۰
حضور فعال در کلاس (پرسیدن سؤال، ارائه پیشنهادات)	٪ ۵

منابع

1- Wills, B.A. , Mineral Processing Technology, 6th Edition, Butler Worth Heineman, SME, 1997.
2- Komar Kawatra S., Comminution-Theory and Practice, SME, Littleton, CO, 1992.
3- Mular, A.L., Halbe, D.N., Barratt D.J., Mineral Processing Plant Design, Practice and Control, SME, Littleton, CO,2002.
4- Komar Kawatra S., Comminution Practices, SME, Littleton, CO, 1997.
5- Napier-Munn, T.J., Morrell S., Morrison R.D., Kojovic T., Mineral Comminution Circuits, Their Operation and Optimization, JK Mineral Research Center, Australia, 1996.
6- Lynch, A.J., Mineral Crushing and Grinding Circuits, Their Operation and Optimization, Design and Control, Elsevier, New York, 1997.
7- Lowrison G. C., Crushing and Grinding- The Size Reduction of Solids Materials, CRC Press, U.S.A., 1974.
8- Austin L. G., Klimple R.R., Luckie, P.T., Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling, SME, Littleton, CO, 1984.
9- Banisi, S., Hadizadeh, M., "3-D liner wear profile measurement and analysis in industrial SAG mills", Minerals Engineering, Vol. 20, pp. 132-139, 2006.
10- Yahyaei M., Hadizadeh, M., Banisi, S., "Modification of SAG mill liner shape based on 3-D liner wear profile measurement at the Sarcheshmeh copper mine", International Journal of Mineral Processing, 01, PP. 111-115, 2009.
11- M. Maleki-Moghaddam, M. Yahyaei, S. Banisi, "Converting AG to SAG mills: The Gol-E-Gohar Iron Ore Company case", Powder Technology, Volume 217, February 2012, Pages 100-106.
۱۲- رضایی، ب، تکنولوژی فرآوری مواد معدنی (خردایش و طبقه‌بندی)، مؤسسه تحقیقاتی و انتشاراتی نور، تهران، ۱۳۶۷.
۱۳- نعمت اللهی، ح، کانه‌آرایی، جلد اول ، انتشارات دانشگاه تهران، چاپ دوم، ۱۳۷۵.
۱۴- مجلات Minerals Engineering و International Journal of Mineral Processing از سامانه www.sciencedirect.com
۱۵- سامانه اینترنتی به آدرس www. Metsominerals.com

فهرست مطالب

فصل اول: آشنایی با کانه‌آرایی

تعریف ۲
شرط تبدیل کانسار به کانه ۲
مهم‌ترین روش‌های فیزیکی پرعیارسازی ۴
آزادسازی (Liberation) ۵
شاخص‌های ارزیابی عملیات جدایش ۶
بازدهی جدایش (Separation Efficiency; S.E.) ۷
بازدهی جدایش و بهترین حالت اقتصادی ۹
بازدهی اقتصادی ۱۱

فصل دوم: نمونه‌برداری

مقدمه ۱۳
نمونه‌گیری و توزین ۱۳
تأثیر مقدار نمونه بر خطای حاصله از نمونه‌برداری ۱۳
محاسبه حداقل مقدار نمونه مورد نیاز (فرمول جی) (Gy's Equation) ۱۳
سیستم‌های نمونه‌گیری ۱۵
خرد کردن و نمونه‌برداری مرحله‌ای ۱۷
روش‌های تقسیم نمونه ۱۷
آنالیز روی جریان یا پیوسته (On-Stream Analysis) ۱۹
توزین کانه (Weighing the Ore) ۱۹

فصل سوم: اصول خردایش و سنگ شکنی

مقدمه ۲۱
نسبت خردایش ۲۱
اصول خردایش ۲۱
محیط شکست ۲۲
مکانیزم‌های شکست ۲۲
تئوری خردایش ۲۳
قانون کلی خردایش ۲۴
قابلیت خرد شدن ۲۴
تأثیر اندازه ذرات بر اندیس کار ۲۵
محاسبه اندیس کار به روش مقایسه‌ای ۲۵
استفاده از اندیس کار برای تعیین کارآیی ماشین‌های خردکننده ۲۶
اندیس کار عملیاتی ۲۶
سنگ‌شکنی ۲۶
سنگ‌شکن‌های اولیه (Primary Crushers) ۲۶
سنگ‌شکن‌های ثانویه (Secondary Crushers) ۲۹
انواع سنگ‌شکن‌های مخروطی ۳۰

فصل چهارم: نوع و خصوصیات تجهیزات و شمای عملیات مدارهای سنگ شکنی

مقدمه ۳۴
عوامل مؤثر بر انتخاب سنگ‌شکن ۳۴
۱ـ ظرفیت کارخانه یا برنامه تحویل سنگ معدن ۳۴
۲ـ اندازه خوراک ۳۵
۳ـ اندازه محصول ۳۵
۴ـ مشخصات سنگ معدن ۳۵
۵ـ شرایط آب وهوایی ۳۵
۶ـ فرآیند پایین دست ۳۵
شاخص‌های انتخاب سنگ‌شکن اولیه ۳۵
تعیین خصوصیت ذرات تحت سنگ‌شکنی ۳۶
انتخاب سنگ‌شکن برای کارخانه‌های سنگ‌شکنی سیار ۳۷
کاربرد سنگ‌شکن‌ها ۳۷
سنگ‌شکنی اولیه (Primary crushing) ۳۷
سنگ‌شکنی ثانویه (Secondary crushing) ۳۷
سنگ‌شکنی ثالثیه(Tertiary crushing) ۳۸
سنگ‌شکنی مرحله چهارم (Quaternary crushing) ۳۸
سنگ‌شکن ژیراتوری (Gyratory crusher) ۳۸
سنگ‌شکن فکی تک بازویی(Single toggle jaw crusher) ۳۹
سنگ‌شکن فکی با بازوی مضاعف(Double toggle jaw crusher) ۳۹
سنگ‌شکن غلتکی(Roll crusher) ۴۰
سنگ‌شکن سرعت پایین (Low speed sizer) ۴۱
سنگ‌شکن ضربه‌ای افقی (Horizontal impact crusher) ۴۲
سنگ‌شکن ضربه‌ای عمودی (Vertical impact crusher) ۴۲
سنگ‌شکن مخروطی(Cone crusher) ۴۳
سنگ‌شکن چرخشی (Rotary breakers) ۴۳
سنگ‌شکن چکشی (Hammer mill) ۴۴
سنگ‌شکن خوراک‌دهنده (Feeder breaker) ۴۴
نمودارهای انتخاب سریع سنگ‌شکن‌های اولیه ۴۵
مدارهای منتخب سنگ‌شکنی ۴۷

فصل پنجم: اصول طراحی مدارهای سنگ شکنی

آشنایی با اصول طراحی مدارهای سنگ‌شکنی ۵۳
محاسبه توان لازم برای سنگ‌شکنی ۵۳
نوع مدار: باز یا بسته ۵۳
محاسبه ظرفیت حقیقی سنگ‌شکن در مدار بسته ۵۴
استفاده از نسبت خردایش برای تعیین تعداد مراحل سنگ‌شکنی ۵۴
انتخاب سنگ‌شکن مرحله اول ۵۴

انتخاب سنگ‌شکن مرحله دوم ۵۵
تعیین اندازه دهانه ورودی سنگ‌شکن‌ها ۵۵
تعیین دانه‌بندی محصول تولید شده ۵۵
تعیین اندازه سنگ‌شکن‌های فکی ۵۵
ظرفیت سنگ‌شکن‌های فکی ۵۶
مشخصات سنگ‌شکن‌های فکی ۵۶
دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌های فکی ۵۷
مقایسه فک مسطح با فک انحناءدار ۵۸
تعیین اندازه سنگ‌شکن‌های ژیراتوری ۵۸
ظرفیت سنگ‌شکن‌های ژیراتوری ۵۹
دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌های ژیراتوری ۵۹
تعیین تناژ سنگ‌شکن ثانویه ۶۱
محاسبه توان برای سنگ‌شکن ژیراتوری ۶۱
کنترل سنگ‌شکن‌های ژیراتوری ۶۲
کنترل تمام اتوماتیک سنگ‌شکن‌های ژیراتوری ۶۲
شاخص انتخاب بین سنگ‌شکن ژیراتوری و فکی ۶۳
تعیین اندازه سنگ‌شکن‌های مخروطی ۶۴
مقایسه نحوه کار سنگ‌شکن مخروطی و ژیراتوری ۶۴
کلیات ۶۴
انواع سنگ‌شکن‌های مخروطی ۶۵
انواع محفظه‌های سنگ‌شکن‌های مخروطی ۶۵
مشخصات سنگ‌شکن‌های مخروطی ۶۶
عوامل مؤثر بر کارآیی سنگ‌شکن مخروطی ۶۶
کنترل میزان سنگ ورودی به محفظه خردکننده سنگ‌شکن مخروطی ۶۶
ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی ۶۷
دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی ۷۰
نحوه تنظیم گلوگاه سنگ‌شکن مخروطی ۷۲
تنظیم نیمه‌اتوماتیک گلوگاه در سنگ‌شکن مخروطی ۷۳
تنظیم اتوماتیک گلوگاه در سنگ‌شکن مخروطی ۷۳
محاسبات مربوط به مدارهای سنگ‌شکنی ۷۴

فصل ششم: آنالیز ابعادی ذرات

مقدمه ۸۰
روش‌های متداول تعیین اندازه ذرات ۸۰
روش انجام آنالیز سرندی ۸۲
روش‌های نمایش نتایج آنالیز سرندی ۸۲
محاسبه بازدهی (کارآیی) سرندها ۸۴
عوامل مؤثر در کارآیی عملیات سرندکنی ۸۵

سرند کردن صنعتی ۸۶
انواع سرندها ۸۶
سطوح سرند (Screen Surfaces) ۸۸
آنالیز ابعاد ذرات به روش ته‌نشینی ۸۹

فصل هفتم: نحوه انتخاب اندازه سرند

مقدمه ۹۳
ضرایب تصحیح ۹۳
ضریب ریزی (F) ۹۴
ضریب کارآیی (E) ۹۵
ضریب شکاف (S) ۹۵
ضریب تعداد طبقه (D) ۹۵
ضریب سطح باز (O) ۹۶
ضریب سرند کنی تر (W) ۹۷
بار در گردش ۱۰۰

فصل هشتم: طبقه بندی مواد

مقدمه ۱۰۴
اصول طبقه‌بندی (Principles of Classification) ۱۰۴
مقاومت ویسکوزی (Viscous Resistance) ۱۰۴
مقاومت آشفته (Turbulent Resistance) ۱۰۴
طبقه‌بندی کننده‌ها (Classifiers) ۱۰۵
ته‌نشینی آزاد (Free Settling) ۱۰۵
ته‌نشینی با مانع (Hindered Settling) ۱۰۶
انواع کلاسیفایرها ۱۰۷
طبقه‌بندی کننده‌های مارپیچی(Spiral Classifiers) ۱۰۷
هیدروسیکلون (The Hydrocyclone) ۱۰۷
کارآیی سیکلون (Cyclone Efficiency) ۱۰۹
عوامل مؤثر در کارآیی سیکلون ۱۱۰

فصل نهم: تعیین اندازه و انتخاب هیدروسیکلون

مقدمه ۱۱۴
پارامترهای پایه برای سیکلون استاندارد ۱۱۵
شرایط پایه انتخاب ۱۱۵
ضرایب تصحیح ۱۱۷
ملاحظات عملیاتی و طراحی ۱۲۱
متغیرهای طراحی و هندسه هیدروسیکلون ۱۲۴

فصل دهم: عملیات نرم کنی

مقدمه ۱۳۱
حرکت بار در آسیای گردان ۱۳۱

آسیاهای گردان (Tumbling Mills) ۱۳۳
آسیای گلوله‌ای Hardinage ۱۳۶
آسیاهای میله‌ای (Rod Mills) ۱۳۶
آسیاهای خودشکن و نیمه خودشکن(Autogenous and Semi Autogenous Mills) ۱۳۷
آستر (Liner) ۱۳۸
مدارهای نرم کردن (Grinding Circuits) ۱۳۹
کنترل مدارهای نرم کننده (Control of Grinding Circuits) ۱۴۰
اندازه‌گیری بار در گردش ۱۴۱

فصل یازدهم: آستر و نقش آن در کارآیی آسیا

مقدمه ۱۴۳
آستر - کلیات ۱۴۳
علائم طراحی آستر کم کیفیت ۱۴۳
انواع آستر ۱۴۴
تأثیر ارتفاع بالابر آستر جداره در مسیر حرکت بار ۱۴۵
انواع آسترهای آسیای گردان ۱۴۵
تأثیر نوع آستر در سقوط بار خردکننده ۱۴۶
تأثیر اندازه گلوله و سختی سنگ معدن بر سایش آستر ۱۴۷
آستر لاستیکی ۱۴۷
آسترترکیبی (فلز+لاستیک) ۱۴۸
سیستم خروجی آسیا ۱۴۹
آستر فلزی ۱۴۹
نحوه اتصال آستر ۱۴۹
نحوه اتصال آستر لاستیکی ۱۵۰
آسترهای یک پارچه و چند تکه ۱۵۰
نحوه نصب آسترها ۱۵۰
رویکرد جدید در نحوه نصب آسترها ۱۵۱
نحوه تعویض آسترهای لاستیکی ۱۵۱
تعداد و فاصله بالابرها در آسیاهای نیمه‌خودشکن ۱۵۱
نقش نسبت فاصله به ارتفاع بالابرها در تجمع ۱۵۲
تجربه به کارگیری بالابرهای بالا – متوسط – پایین ۱۵۲
تأثیر افزایش زاویه رهایی بر فشردگی مواد بین بالابرها ۱۵۳
نحوه سایش آستر ۱۵۳
تأثیر زاویه رهایی بر محل برخورد بار ۱۵۴
تأثیر سرعت آسیا بر محل برخورد بار ۱۵۴
پنجره عملیاتی ایمن بر حسب سرعت، زاویه و ارتفاع بالابر و پرشدگی آسیا ۱۵۵
میزان سایش واسطه و آستر ۱۵۵
نتیجه‌گیری ۱۵۵

فصل دوازدهم: کار با آسیاهای خودشکن و نیمه خودشکن

دید کلی ۱۵۷
عکس‌العمل آسخ و آسنیخ به ورود خوراک ۱۵۷
رفتار دینامیکی آسیا (رابطه توان‌کشی، بار و نرخ خوراک) ۱۵۸
تأثیر ابعاد خوراک ۱۵۸
تأثیر سختی سنگ ۱۵۹
تأثیر اندازه و میزان گلوله ۱۵۹
تأثیر حجم گلوله بر نرخ شکست (تابع انتخاب) ۱۵۹
تأثیر ابعاد گلوله بر نرخ شکست (تابع انتخاب) ۱۶۰
نقش سرعت آسیا ۱۶۰
تأثیر سرعت آسیا بر نرخ شکست ۱۶۱
بستن مدار با طبقه‌بندی‌کننده ۱۶۱
بستن مدار با سنگ‌شکن مواد برگشتی ۱۶۱
کنترل ۱۶۱
بهینه‌سازی ۱۶۲

فصل سیزدهم: نحوه تعیین مشخصات آسیای گلوله‌ای برای صنایع فرآوری

مقدمه ۱۶۵
خوراک‌دهنده آسیا (Mill feeder) ۱۶۵
محاسبه توان برای آسیای گلوله‌ای لبریزشونده تر ۱۶۶

فصل چهاردهم: مقدمه‌ای بر مدارهای سنگ شکنی

مدارهای سنگ‌شکنی و کنترل ۱۷۲
مدارهای آسیاکنی ۱۷۶
کنترل مدار آسیاکنی ۱۸۰

فصل پانزدهم: عوامل موثر بر انتخاب مدارهای خردایش

مقدمه ۱۸۷
خلاصه عوامل ۱۸۷
مدارهای خردایش متداول ۱۸۸
مراحل توسعه پروژه و تأثیر آن بر انتخاب عوامل ۱۸۸
شناسایی عوامل ۱۸۸
تفسیر زمین‌شناسی مغزه‌های حفاری و نمونه‌های توده‌ای ۱۸۸
آنالیز کانی‌شناسی ۱۸۹
آنالیز شیمیایی ۱۸۹
خواص فیزیکی ۱۸۹
پارامترهای مربوط به خوراک مدار ۱۹۰
مقدار نمونه لازم ۱۹۱
انتخاب تجهیزات: فرآیند ترکیب اصول اساسی وخصوصیت ماده معدنی ۱۹۱
خصوصیات خوراک و محصول هر مرحله از خردایش ۱۹۱

اهمیت اندیس کار و اندیس سایش ۱۹۲
تعیین توان ویژه مصرفی ۱۹۲
انتخاب مدار ۱۹۳
ملاحظاتی در خصوص جانمایی کارخانه ۱۹۴

فصل اول

آشنایی با کانه آرایی

تعریف

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

کانی (Mineral): ماده معدنی طبیعی که دارای ترکیب شیمیایی و ساختمان اتمی ثابتی است. مثال: گالن (سولفید سرب: PbS)، اسفالریت (سولفید روی: ZnS) و کاسیتریت (اکسید قلع: SnO_2).

کانسار (Deposit): تمرکز کافی کانی‌ها به طوری که شرایط برای استخراج آن‌ها مناسب باشد.

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

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

عیار (Grade): درصد فلز باارزش در کانه.

مواد معدنی را می‌توان بر اساس خواص آن‌ها تقسیم‌بندی کرد:

خصوصیات شیمیایی

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

خصوصیات بلورشناسی (کوبیک، رومبیک و ...)

تقسیم‌بندی رایج مواد معدنی در مهندسی فرآوری مواد معدنی:

کانی‌های خالص **(Native Minerals)**، مانند طلا **(Au)**، **...**

کانی‌های سولفیدی **(Sulphide Minerals)**، مانند پیریت **(FeS2)**، گالن **(PbS)**، **...**

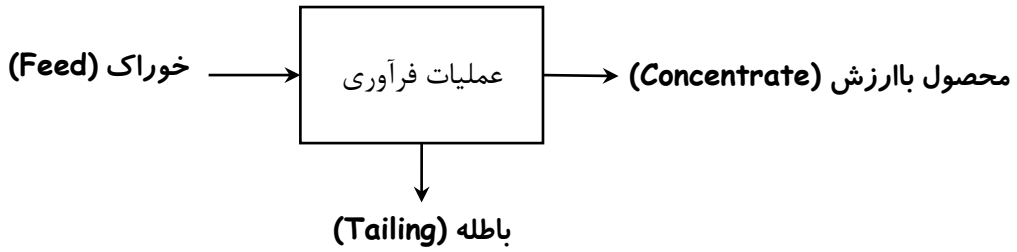
کانی‌های اکسیدی **(Oxide Minerals)**، مانند هماتیت **(Fe2O3)**، مگنتیت **(Fe3O4)**، **...**

حالات خاص:

هم‌شکلی (Isomorphism): اتم‌های مشابه بدون ایجاد تغییری در ساختمان اتمی، در ساختمان بلوری جانشین می‌شوند. مانند کانی اولیوین **[(Mg, Fe)2SiO4]**.

چند شکلی (Polymorphism): کانی‌های مختلفی که دارای ترکیب شیمیایی یکسان باشند اما به‌خاطر اختلاف در ساختمان بلوری، خواص شیمیایی و فیزیکی آن‌ها کاملاً متفاوت است. مانند گرافیت و الماس.

نتیجه: هدف از فرآوری، به‌دست آوردن یک یا چند محصول با خصوصیات کیفی و کمّی معین با توجیه اقتصادی است.



شکل ۱-۱- شمای عملیات فرآوری

باارزش و بی‌ارزش بودن هر ماده معدنی تابعی از زمان، پیشرفت‌های تکنولوژی و موقعیت اقتصادی است.

شرط تبدیل کانسار به کانه

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

اگر ارزش نهفته ماده معدنی بیش از هزینه‌های استخراج و فرآوری مواد باشد، کانسار به کانه تبدیل می‌شود.

سؤال: کمترین مقدار (عیار) یک فلز برای این که کانسار آن به کانه تبدیل شود، چه‌قدر است؟

پاسخ: **برای موارد مختلف متفاوت است. طلا: ۵ قسمت در میلیون؛ (*۵ppm*)، غیر آهن: کمتر از ۱٪ فلز؛ آهن: بیش از ۱۵٪**

راه‌های تولید فلز:

- ✓ حرارت (پیرومتالورژی)
- ✓ حلال‌ها (هیدرومتالورژی)
- ✓ الکتریسیته (الکترومتالورژی)

عیب بزرگ روش‌های بالا، مصرف انرژی زیاد است. مثلاً، انرژی مصرفی برای استخراج یک تن مس، ۲۰۰۰-۱۵۰۰ کیلووات ساعت می‌باشد.

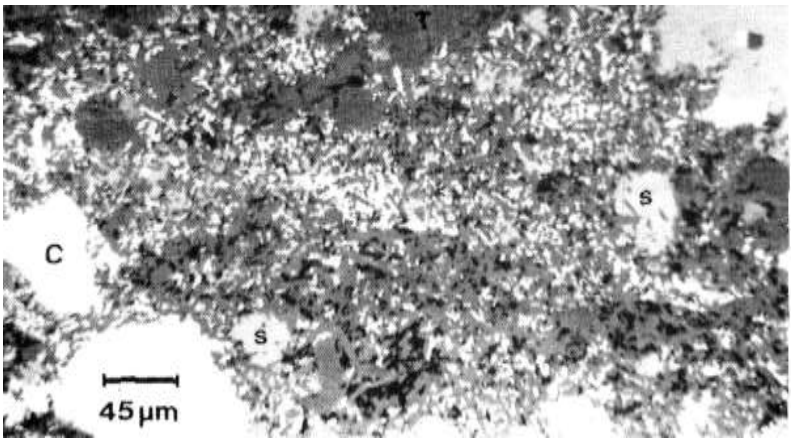
عملیات کانه آرایی، می‌تواند حجم مواد برای ذوب را با به کارگیری روش‌های عمدتاً فیزیکی، کم کند.

مزایای کانه آرایی:

- ✓ کاهش هزینه حمل و نقل
- ✓ کاهش هزینه ذوب (هزینه استخراج فلز)
- ✓ کاهش اتلاف فلز

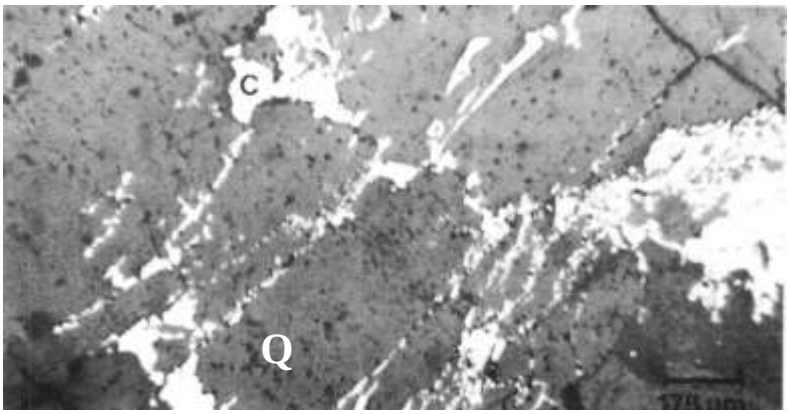
عملیات‌های عمده و اساسی کانه آرایی:

- ✓ آزادسازی
- ✓ پرعیارسازی
- ✓ اهمیت علم به تجمع کانی‌ها:
- ✓ نوع کانی‌های باارزش و گانگ
- ✓ بافت، اندازه، پراکندگی و شکل کانی‌های باارزش



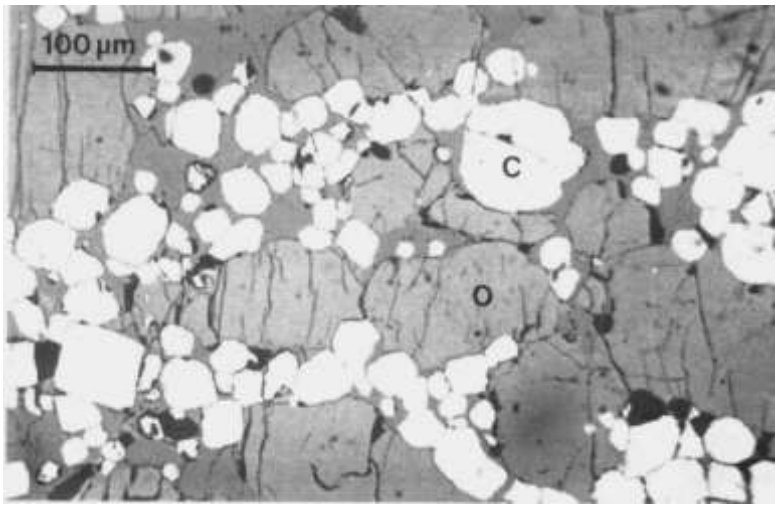
شکل ۱-۲- کانه مختلط سولفیدی

C: کالکوپیریت ($CuFeS_2$) کانی باارزش، S: اسفالریت (ZnS) کانی باارزش، T: تورمالین ($HgAl_3(BOH)_2Si_4O_{19}$) گانگ



شکل ۱-۳- کانه مس پورفیری آمریکای شمالی

C: کالکوپیریت (CuFeS2) کانی باارزش، Q: کوارتز (SiO2) گانگ



شکل ۱-۴- کانه کرومیت

C: کرومیت (FeCr2O4) کانی باارزش، O: الیوین ([Mg, Fe]2SiO4) گانگ

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

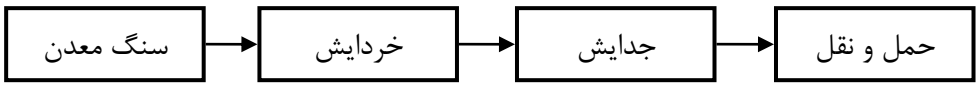
مهم‌ترین روش‌های فیزیکی پرعیارسازی

- ✓ جدایش بر اساس خواص نوری و رادیواکتیویته
- ✓ جدایش بر اساس اختلاف وزن مخصوص
- ✓ جدایش بر اساس اختلاف در خواص سطحی کانی‌ها
- ✓ جدایش بر اساس خواص مغناطیسی
- ✓ جدایش بر اساس خواص هدایت الکتریکی

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

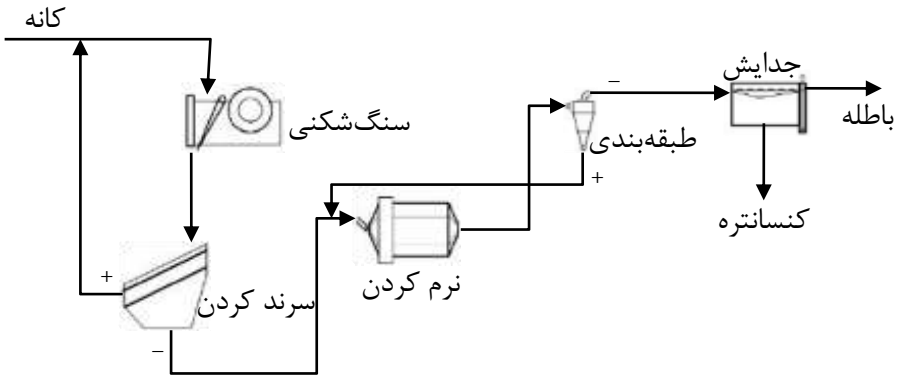
شمای عملیات:

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

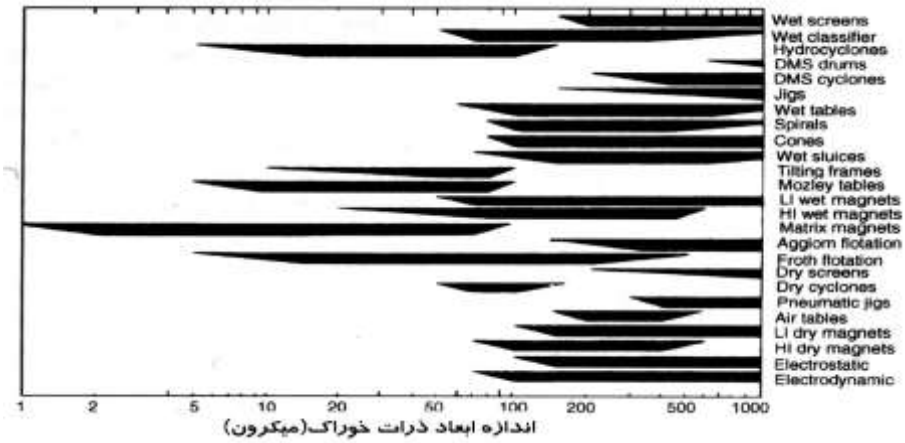


شکل ۱-۵- شمای کلی عملیات در یک کارخانه فرآوری

شمای عملیات خطی ساده به‌صورت شکل ۱-۶ می‌باشد.



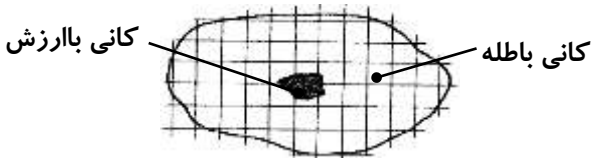
شکل ۱-۶- شمای عملیاتی خطی ساده



شکل ۱-۷- محدوده کاربرد روش‌های متداول فرآوری مواد معدنی

آزادسازی (Liberation)

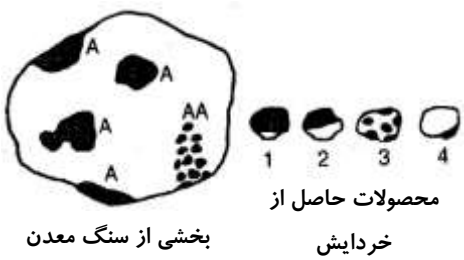
یکی از مهم‌ترین اهداف خردایش، آزادکردن کانی‌های باارزش از گانگ در بزرگ‌ترین اندازه ممکن است.



شکل ۱-۸- قفل‌شدگی کانی باارزش و گانگ

درجه آزادی (Degree of Liberation): درصدی از کل کانی باارزش که به‌صورت آزاد وجود دارد.

شکل ۱-۹ مقطع یک نمونه سنگ معدن را نشان می‌دهد که در آن مشکل آزادسازی دانه‌ها نشان داده شده است. مناطق **A** کاملاً از کانی باارزش تشکیل شده است و منطقه **AA** غنی از کانی باارزش می‌باشد که به‌طور گسترده‌ای در کانی باطله پراکنده شده است. فرآیند نرم‌کنی محدوده‌ای از ذرات کانی کاملاً آزاد تا ذرات باطله آزاد را تولید می‌کند. ذرات نوع ۱ غنی از کانی باارزش بوده و به کنسانتره راه می‌یابند هر چند که قفل شدگی کمی با باطله دارند ولی عیار آن‌ها به عیار کنسانتره نزدیک‌تر است. ذرات نوع ۴ که به باطله راه پیدا می‌کنند به‌دلیل داشتن مقداری کانی باارزش سبب کاهش بازیابی کانی باارزش می‌شود. ذرات نوع ۲ و ۳ ذرات میانی (قفل شده) می‌باشند که در اثر خردایش مجدد و آزاد شدن کانی‌های باارزش می‌توانند به کنسانتره راه پیدا کنند.



شکل ۱-۹- مقطعی از ذرات سنگ معدن

شاخص‌های ارزیابی عملیات جدایش

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

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

بازیابی (Recovery): به مقدار ماده یا عنصر باارزش که به کنسانتره راه پیدا می‌کند، گفته می‌شود.

$$\text{بازیابی (٪)} = \frac{\text{مقدار فلز در کنسانتره}}{\text{مقدار فلز در خوراک}} \times ۱۰۰$$

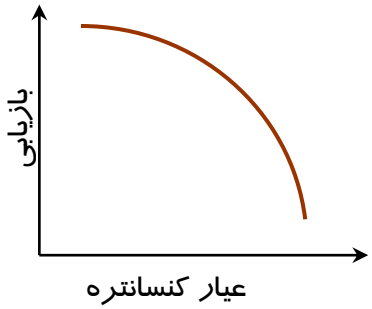
نسبت پرعیارشوندگی (Ratio of Concentration; C.R.): نسبت وزن خوراک به وزن کنسانتره و درجه مؤثر بودن فرآیند پرعیارسازی را نشان می‌دهد.

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

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

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

در تمام فرآیندهای پرعیارسازی، رابطه عیار کنسانتره و بازیابی تقریباً عکس یکدیگر می‌باشد (شکل ۱-۱۰).



شکل ۱-۱۰- رابطه عیار و بازیابی

در عملیات کانه آرایی، هدف اصلی بالا نگه داشتن هم زمان عیار و است.
استفاده از عیار و بازیابی به‌طور هم زمان عمومی‌ترین روش ارزیابی متالورژیکی (نه اقتصادی) است.

		بازیابی (٪)	عیار (٪)
حالت اول:	**بهترین وضعیت**	**۷۵**	**۲۶**
		۶۳	۲۶
حالت دوم:		۶۸	۲۹
	بهترین وضعیت	**۶۸**	**۳۲**

سؤال: اگر نتایج یک آزمایش دارای عیار بالاتر و بازیابی پایین‌تری باشد، فرآیند برتر متالورژیکی چگونه انتخاب می‌شود؟

بازیابی (٪)	عیار (٪)
۷۵	۲۸
۸۴	۲۲

بازدهی جدایش (Separation Efficiency; S.E.)

روش اول

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

R_m: بازیابی کانی باارزش به کنسانتره (درصد)

R_g: بازیابی گانگ به کنسانتره (درصد)

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

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

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

$$R_m = \frac{\text{وزن کنسانتره}}{\text{وزن خوراک}} \times \frac{c}{f} \times ۱۰۰$$

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

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

کانی باارزش (٪)	فلز (٪)
100	m
$X \Rightarrow X = \frac{c}{m} \times 100$	c

➢ **توجه:** **c** همواره کوچک‌تر از **m** است.

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

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

و به روش بالا:

$$R_g = \frac{\text{وزن گانگ در کنسانتره}}{\text{وزن گانگ در خوراک}} \times ۱۰۰$$

$$R_g = \frac{\text{عیار گانگ در کنسانتره} \times \text{وزن کنسانتره}}{\text{عیار گانگ در خوراک} \times \text{وزن خوراک}} \times ۱۰۰$$

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

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

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

روش دوم

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

موازنه جرم مواد:

$F = C + T$

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

موازنه جرم فلز:

$Ff = Cc + Tt$

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

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

$$\frac{\text{۱۰۰ × وزن فلز}}{\text{وزن فلز + وزن گانگ}} + \frac{\text{۱۰۰ × وزن گانگ}}{\text{وزن فلز + وزن گانگ}} = ۱۰۰$$

عیار گانگ در خوراک $= 100 - f$

عیار گانگ در باطله $= 100 - t$

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

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

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

بازدهی جدایش و بهترین حالت اقتصادی

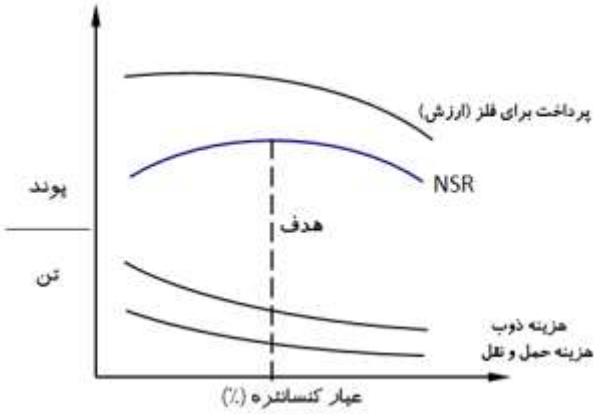
از آن‌جایی‌که هدف از عملیات کانه آرایی، بالا بردن ارزش اقتصادی کانه است، اهمیت رابطه عیار و بازیابی در فراهم کردن ترکیبی است که بالاترین سود را در فرآوری هر تن کانه به همراه دارد.

عوامل مؤثر در این امر، قیمت روز فلز، هزینه حمل و نقل به کارخانه ذوب و هزینه ذوب می‌باشند.

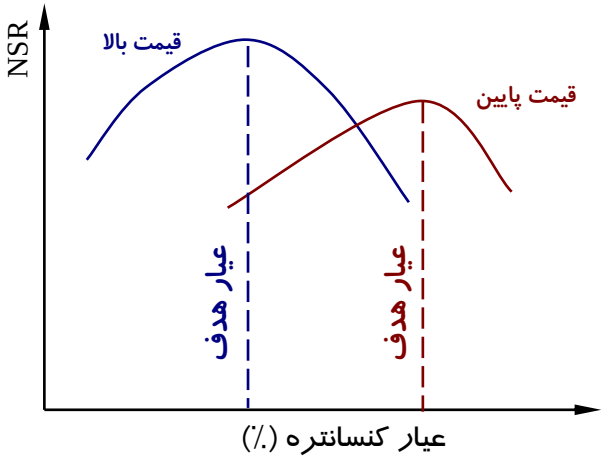
بازده خالص از کارخانه ذوب **(Net Smelter Return; NSR)** برای هر ترکیب بازیابی- عیار از رابطه زیر قابل محاسبه است:

NSR = ارزش فلز تولید شده - هزینه ذوب - هزینه حمل و نقل

تغییرات ارزش فلز (پرداخت) و هزینه‌ها به‌ازای عیارهای مختلف کنسانتره در شکل ۱-۱۱ نشان داده شده است.

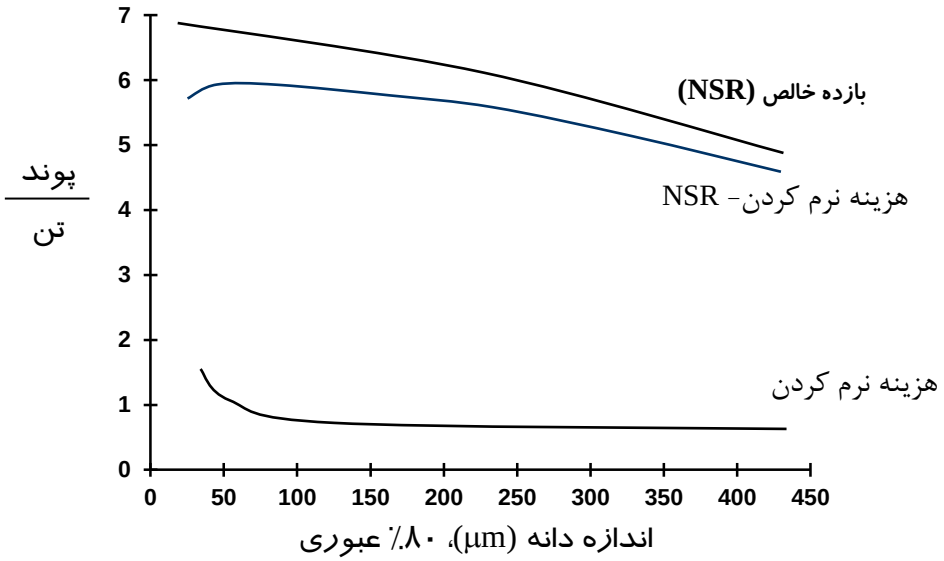


شکل ۱-۱۱- تغییرات ارزش فلز و هزینه‌ها به ازای عیارهای مختلف کنسانتره



شکل ۱-۱۲- تأثیر قیمت فلز بر منحنی NSR و عیار کنسانتره

بالاترین مصرف انرژی در کارخانه‌های فرآوری مربوط به واحد نرم‌کنی می‌باشد.



شکل ۱-۱۳- تأثیر میزان نرم کردن بر بازده خالص و هزینه‌های خردایش

بازدهی اقتصادی

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

فصل دوم

نمونه برداری

مقدمه

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

نمونه‌گیری و توزین

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

تأثیر مقدار نمونه بر خطای حاصله از نمونه‌برداری

نتایج حاصله از برنامه کامپیوتری نمونه‌برداری از یک کانه فرضی که ۵۰٪ آن کانی باارزش و ۵۰٪ آن گانگ است (در هر مرحله ۱۰۰ بار نمونه‌گیری شده است)، در جدول ۲-۱ خلاصه شده است. مشاهده می‌شود با افزایش وزن نمونه، مقدار خطا کاهش می‌یابد.

جدول ۲-۱- نتایج حاصل از برنامه کامپیوتری نمونه‌برداری از یک کانه فرضی (۵۰٪ کانی باارزش و ۵۰٪ گانگ)

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

محاسبه حداقل مقدار نمونه مورد نیاز (فرمول جی) (Gy's Equation)

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

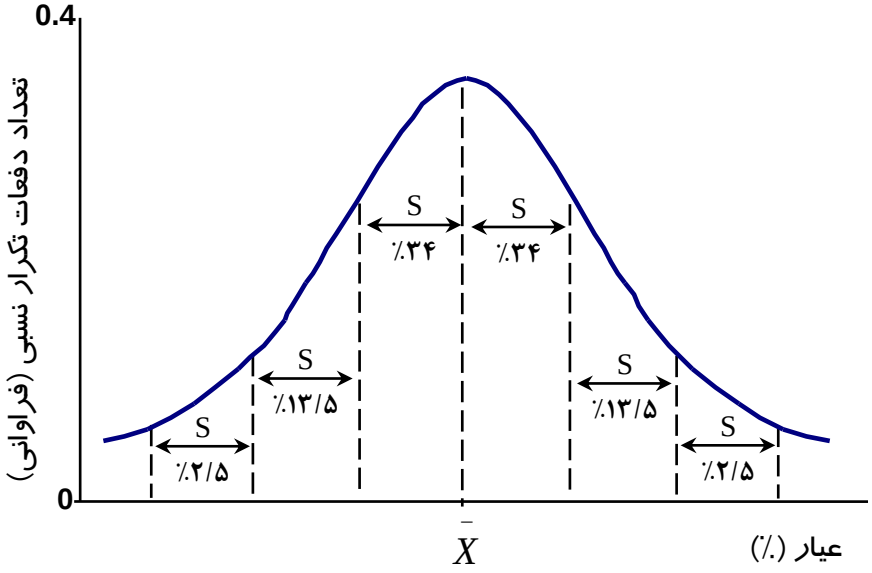
M: کم‌ترین مقدار نمونه مورد نیاز *(g)*
L: وزن موادی است که بایستی نمونه‌گیری شود *(g)*
C: ثابت نمونه‌گیری *(g/cm^3)*
d: اندازه بزرگ‌ترین ذره‌ای که قرار است نمونه‌گیری شود *(cm)*
R: نشان‌دهنده خطای نمونه‌گیری است (انحراف معیار نسبی)

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

بنابراین:

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

انحراف معیار (Standard Deviation; S)



شکل ۲-۱- نمودار فراوانی عیار

$X = \bar{X} \pm S$ ⇒ ۶۸ دفعه از ۱۰۰ بار اندازه‌گیری ⇒ حداطمینان ٪۶۸

$X = \bar{X} \pm 2S$ ⇒ ۹۵ دفعه از ۱۰۰ بار اندازه‌گیری ⇒ حداطمینان ٪۹۵

$X = \bar{X} \pm 3S$ ⇒ ۹۹ دفعه از ۱۰۰ بار اندازه‌گیری ⇒ حداطمینان ٪۹۹

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

ثابت نمونه‌گیری (Sampling Constant; C)

$$C = fglm$$

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

جدول ۲-۲- مقادیر فاکتور شکل ذرات در فرمول ثابت نمونه‌گیری

شکل ذرات	کروی	شبه کروی (دایره‌ای)	چهارگوش	دراز	ورقه‌ای
فاکتور f	۱	۰/۸	۰/۷	۰/۶	۰/۵

g: فاکتور دامنه دانه‌بندی. اگر ۹۵٪ وزنی نمونه شامل ذرات زیر **d** سانتیمتر و ۹۵٪ وزنی نمونه شامل ذرات درشت‌تر از **d′** سانتیمتر باشد، مقادیر **g** به صورت جدول ۲-۳ می‌باشد.

جدول ۲-۳- مقادیر فاکتور دامنه دانه‌بندی در فرمول ثابت نمونه‌گیری

دامنه دانه‌بندی		مقدار g
وسیع	$\frac{d}{d'} > 4$	۰/۲۵
معمولی	$2 \le \frac{d}{d'} \le 4$	۰/۵
کم	$\frac{d}{d'} < 2$	۰/۷۵
تک دانه‌ای	$\frac{d}{d'} = 1$	۱

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

l: فاکتور آزادی، ℓ : اندازه‌ای که در آن کانی باارزش آزاد است.

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

m: فاکتور ترکیب کانی‌شناسی (وزن نمونه به ازای حجم کانی باارزش) (g/cm^3)

γ: وزن مخصوص کانه باارزش (g/cm^3)

t: وزن مخصوص گانگ (g/cm^3)

a: کسری از مواد که شامل کانی باارزش است.

حداقل نمونه لازم برای آنالیز سرندی

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

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

b: دانسیته سنگ معدن

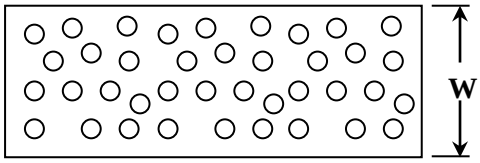
$$M = \frac{20bfgd^3}{R^2}$$

g: فاکتور دانه‌بندی ۱ فرض می‌شود.

سیستم‌های نمونه‌گیری

شرایط

- صورت وسیله جمع کننده بایستی عمود بر جریان باشد.
- وسیله جمع کننده نمونه، تمام جریان را بپوشاند.
- وسیله جمع کننده نمونه با سرعت ثابت حرکت کند.



$$\frac{W}{d} > 20$$

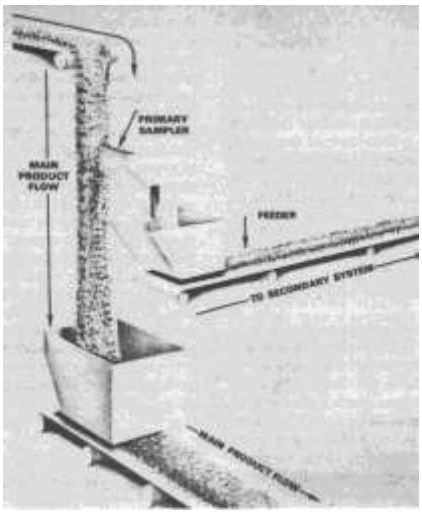
❖ وسیله جمع کننده به اندازه کافی بزرگ باشد به طوری که:

شکل ۲-۲- نمای بالا از یک وسیله نمونه‌گیر

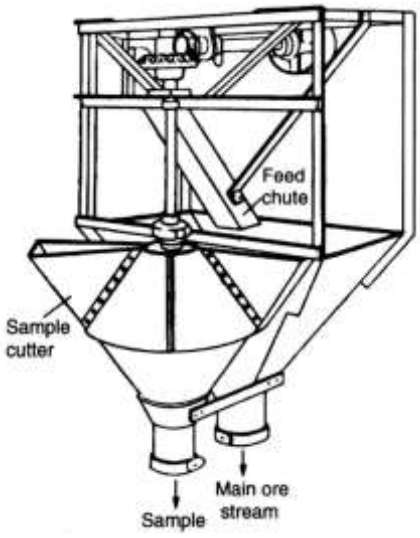
W: عرض نمونه‌گیر

d: اندازه ذرات

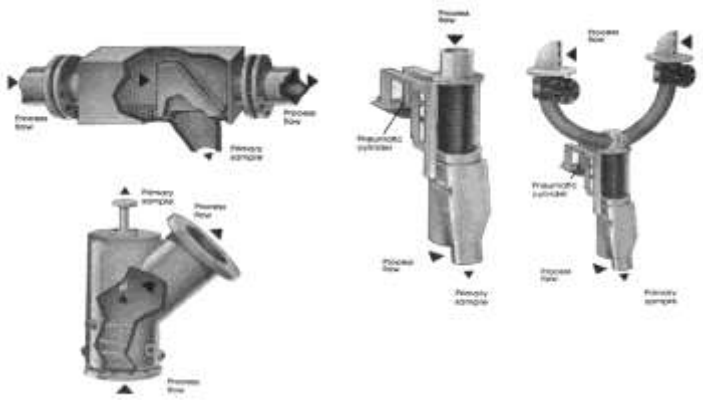
W-d: عرض مؤثر نمونه‌گیر



شکل ۲-۳- سیستم نمونه‌گیری از نوارنقاله



شکل ۲-۴- نمونه گیر ویزن (Vezin)



شکل ۲-۵- نمونه‌گیرهای اتوماتیک پالپ

خرد کردن و نمونه‌برداری مرحله‌ای

قبل از عیارسنجی، نمونه گرفته شده از ماده معدنی باید پس از خشک شدن، به صورت مرحله به مرحله خرد شده تا ابعاد ذرات به اندازه مجاز برای عیارسنجی برسد.

وزن نمونه اولیه از هر مرحله خردایش به مرحله بعدی کاسته می‌شود.

در خرد کردن مرحله‌ای، خطای تعیین وزن نمونه هر مرحله، در خطای کلی وزن نمونه تأثیرگذار است.

جدول ۲-٤- وزن نمونه در هر مرحله از نمونه‌گیری

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

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

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

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

در صورتی که با سطح اطمینان ۹۵٪ نتیجه عیارسنجی نمونه نهایی ۰/۱٪± ۵٪ باشد، خطای نسبی کلی برابر با ۰/۰۱ خواهد بود. بنابراین:

$$R_t = 0.01$$

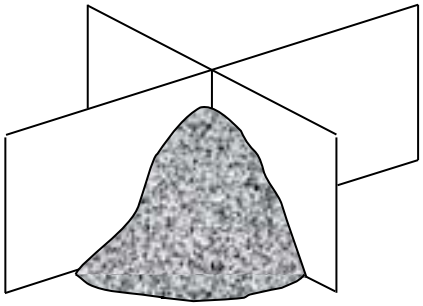
$$(0.01)^2 = 4R_1^2 \Rightarrow R_1^2 = 0.25\times10^{-4}$$

روش‌های تقسیم نمونه

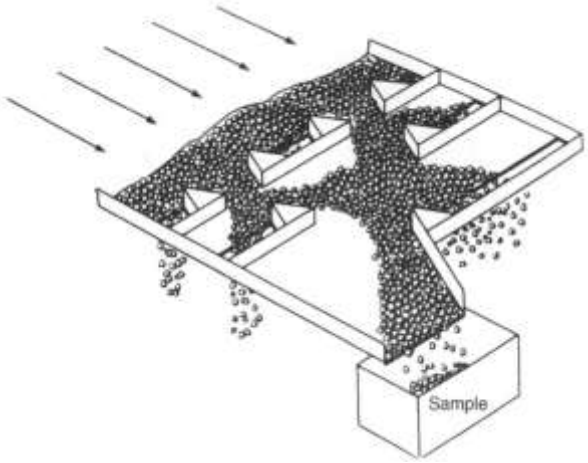
مخروطی و چهار قسمت کردن **(Coning and quartering)**

نمونه‌گیری میزی **(Table sampling)**

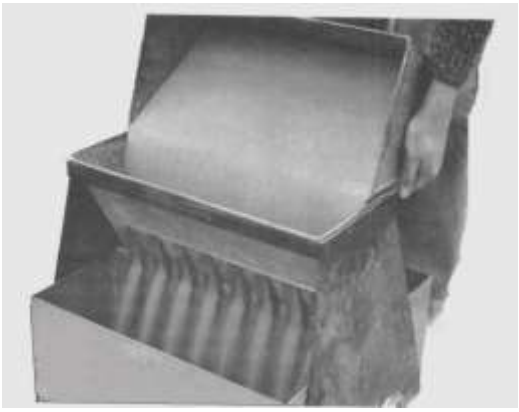
نمونه‌گیر مجرایی جونز **(Jones riffle sampler)**



شکل ۲-۶- نمونه‌گیر چهار قسمتی

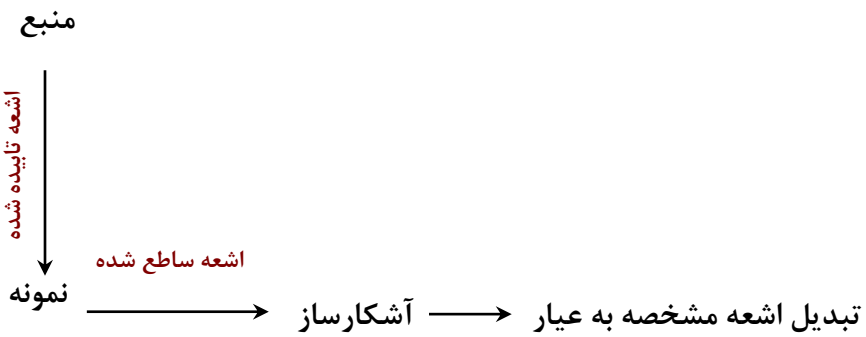


شکل ۲-۷- نمونه‌گیر میزی

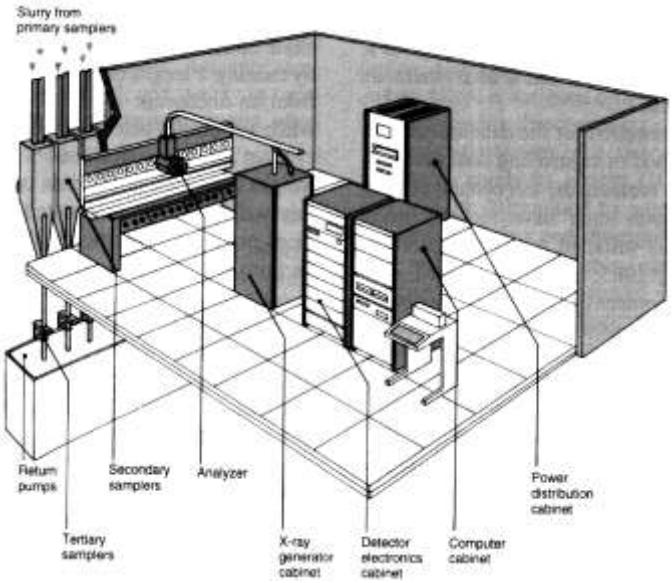


شکل ۲-۸- نمونه‌گیر مجرایی

آنالیز روی جریان یا پیوسته (On-Stream Analysis)



شکل ۲-۹- مراحل آنالیز شیمیایی روی جریان



شکل ۲-۱۰- سیستم آنالیز کننده اشعه X روی جریان (پیوسته)

توزین کانه (Weighing the Ore)

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

فصل سوم

اصول خردایش و سنگ شکنی

مقدمه

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

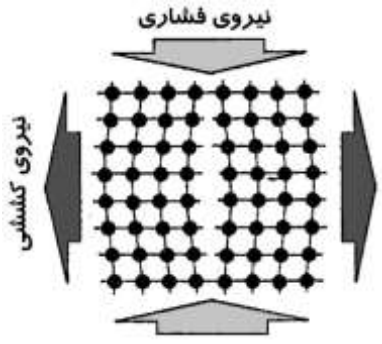
نسبت خردایش

نسبت بزرگ‌ترین ذره ورودی به بزرگ‌ترین ذره خروجی از سنگ‌شکن، نسبت خردایش گفته می‌شود.

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

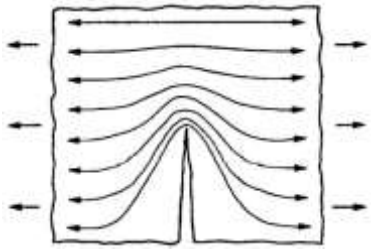
اصول خردایش

- ✓ اغلب کانی‌ها مواد بلوری هستند که اتم‌ها در آن‌ها در یک شبکه سه بعدی آرایش گرفته‌اند.
- ✓ نحوه آرایش اتمها توسط اندازه و نوع پیوندهای شیمیایی و فیزیکی بین آن‌ها معین می‌شود.
- ✓ پیوندهای بین مولکولی فقط در فاصله‌های خیلی کم مؤثر است و توسط تنش‌های کششی قابل شکست می‌باشند.
- ✓ توزیع تنش در داخل یک سنگ حتی اگر بارگذاری همگن باشد، یکسان نمی‌باشد.
- ✓ توزیع تنش به خواص مکانیکی هر کانی بستگی دارد اما مهم‌تر از آن به وجود ترک‌ها وابسته می‌باشد.



شکل ۳-۱- شکست یک قطعه سنگ در نتیجه تنش‌های کششی یا فشاری

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



شکل ۳-۲- تجمع تنش در نوک یک ترک

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

انتشار ترک درصورتی‌که به مرزهای بلوری برخورد کند متوقف می‌شود. به همین دلیل سنگ‌های ریزدانه از سنگ‌های درشت دانه مقاوم‌تر هستند.

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

برای ذرات خیلی ریز تغییر شکل پلاستیک عامل مهمی است و به همین علت حد قابلیت خرد شدن برای مواد تعریف می‌شود که برای کوارتز $۱۰\mu m$ و سنگ آهک $۳/۵\mu m$ است.

محیط شکست

انرژی لازم برای خردایش در حضور آب کاهش پیدا می‌کند و با اضافه کردن مواد شیمیایی که در سطح ذرات جذب می‌شود این کاهش می‌تواند بیشتر شود.

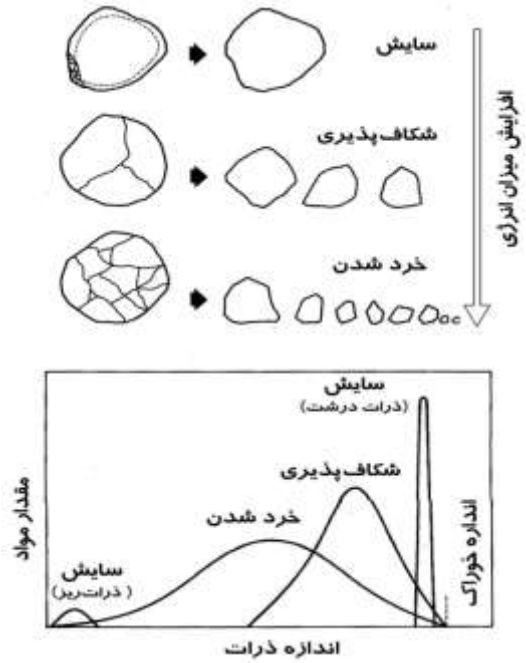
قدرت پیوند در نوک ترک در اثر جذب آب تقلیل می‌یابد.

مکانیزم‌های شکست

شکاف‌پذیری ***(Cleavage)***: در اثر بارگذاری نقطه‌ای بوجود می‌آید.

خرد شدن ***(Shatter)***: در اثر سرعت زیاد بارگذاری و بالا بودن تنش به وجود می‌آید.

سایش ***(Abrasion)***: در اثر برخورد ذرات به هم دیگر فشار نقطه‌ای روی می‌دهد که حاصل آن تولید ذرات خیلی ریز (نرمه) است.



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

تئوری خردایش

در تئوری‌های خردایش رابطه انرژی ورودی و اندازه ذرات تولید شده مورد بحث قرار می‌گیرد.

در عملیات‌های خردایش، مشکل اصلی تلف شدن انرژی است به طوری‌که تخمین زده می‌شود که فقط ۱٪ آن برای شکست مواد صرف می‌شود.

قانون ریتینگر (Rittinger)

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

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

S_2 : مساحت ذرات محصول نهایی K_1 : عدد ثابت

S_1 : مساحت ذرات ابتدایی E : انرژی ورودی

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

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

این قانون برای نرم‌کردن ذرات ریز در دامنه μm ۱۰۰-۱۰ مناسب می‌باشد.

قانون کیک (Kick)

انرژی لازم متناسب با کاهش حجم ذرات مورد نظر است.

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

این قانون در عمل برای مراحل سنگ‌شکنی که ذرات بزرگ‌تر از **mm** ۱ است، کاربرد دارد.

قانون باند (Bond)

کار ورودی متناسب با طول ترک‌های جدید است.

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

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

F: قطر به میکرون که ۸۰٪ خوراک از آن می‌گذرد

P: قطر به میکرون که ۸۰٪ محصول از آن می‌گذرد

W_i: اندیس کار، نشان‌دهنده مقاومت مواد در مقابل سنگ‌شکنی و نرم کردن می‌باشد. که بر حسب کیلو وات ساعت بر تن، مقدار انرژی لازم برای کاهش ابعاد مواد از اندازه خوراک بی‌نهایت به ۸۰٪ عبوری از $100\mu m$ است.

W: کار ورودی (کیلو وات ساعت بر تن)

قانون کلی خردایش

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

قانون کیک:

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

قانون باند:

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

قانون ریتینگر:

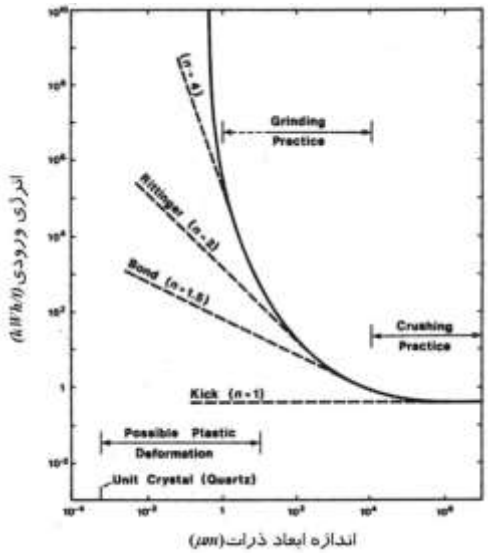
$$if \quad n=2 \qquad d(E) = -K\frac{d(d)}{d^2} \Rightarrow E = K\left[-\frac{1}{d}\right]_{d_2}^{d_1} \Rightarrow E = K\left[\frac{1}{d_2} - \frac{1}{d_1}\right]$$

قابلیت خرد شدن

آسانی خردایش مواد با قابلیت خردشدن مشخص می‌شود (Wi).

اندیس کار باند پارامتر اصلی برای اندازه‌گیری قابلیت خردشدن کانه‌ها است.

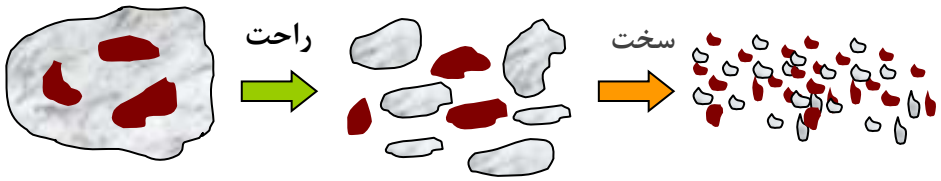
اگر خصوصیات شکست یک ماده در یک دامنه اندازه ثابت بماند، اندیس کار محاسبه شده نیز تغییر نمی‌کند.



شکل ۳-۴- رابطه انرژی ورودی و اندازه ذرات تولید شده

تأثیر اندازه ذرات بر اندیس کار

وقتی یک ماده در مرزهای دانه‌ها به راحتی شکسته شود و دانه‌ها سخت باشند، در نتیجه قابلیت خرد شدن با ریز شدن



خردایش کم می‌شود.

شکل ۳-۵- شکست یک قطعه سنگ معدن به ابعاد کوچک‌تر

قابلیت خردشدن مواد طبق دستورالعمل خاصی تعیین می‌شود.

جدول ۳-۱- اندیس کار بعضی از مواد

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

محاسبه اندیس کار به روش مقایسه‌ای

انجام آزمایش استاندارد اندیس کار خیلی زمان‌بر است.

کانه مرجعی با اندیس کار معلوم برای مدت زمان معینی خرد می‌شودو در ادامه کانه مورد آزمایش برای همان زمان خرد می‌شود.

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

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

$$W_{it} = W_{ir}\frac{\frac{10}{\sqrt{P_r}} - \frac{10}{\sqrt{F_r}}}{\frac{10}{\sqrt{P_t}} - \frac{10}{\sqrt{F_t}}}$$

استفاده از اندیس کار برای تعیین کارآیی ماشین‌های خردکننده

اندیس کار تعیین شده برای یک نوع سنگ معدن معین در ماشین‌های مختلف خردایش می‌تواند نشان دهنده کارآیی این دستگاه‌ها باشد.

هر چه اندیس کار به دست آمده از دستگاهی کمتر باشد، نشان دهنده کارآیی بالای دستگاه می‌باشد.

سنگ‌شکن‌های فکی، ژیراتوری و آسیاهای گردان به‌ترتیب دارای بالاترین اندیس کار و سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای و آسیاهای ارتعاشی دارای اندیس کار متوسط و کمترین اندیس کار مربوط به سنگ‌شکن‌های غلتکی می‌باشد.

اندیس کار عملیاتی

اگر انرژی لازم برای خردایش در کارخانه اندازه‌گیری شود، با استفاده از رابطه باند، اندیس کار عملیاتی قابل محاسبه می‌باشد.

سنگ‌شکنی

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

عموماً عملیات سنگ‌شکنی به صورت خشک بوده و در ۲ یا ۳ مرحله انجام می‌شود.

سنگ‌هایی به قطر ۱/۵m در سنگ‌شکن‌های اولیه به حد ۱۰ الی ۲۰cm خرد می‌شوند.

سنگ‌شکن‌های ثانویه محصول سنگ‌شکن اولیه را به محصول نهایی ۰/۵-۲cm می‌رساند.

سرندهای ارتعاشی قبل از سنگ‌شکن‌های ثانویه نصب می‌شود که با جدا کردن مواد ریز باعث افزایش ظرفیت کارخانه سنگ‌شکنی می‌شود.

مواد ریز معمولاً فضای خالی بین ذرات بزرگ را در محفظه سنگ‌شکن پر می‌کنند و باعث گیر کردن آن‌ها می‌شود.

هدف اصلی از طراحی مخازن ذخیره قبل از سنگ‌شکن‌ها، خوراک‌دهی یکنواخت به سنگ‌شکن‌ها می‌باشد.

سنگ شکنی معمولاً در دو شیفت انجام می‌گیرد ولی کارخانه کانه‌آرایی در سه شیفت کار می‌کند.

سنگ‌شکنی مدار باز معمولاً در مرحله سنگ‌شکنی متوسط یا وقتی‌که محصول سنگ‌شکن ثانویه خوراک آسیای میله‌ای باشد، استفاده می‌شود.

اگر محصول سنگ‌شکن ثانویه خوراک آسیای گلوله‌ای باشد از مدار بسته استفاده می شود.

کار در مدار بسته، انعطاف بیشتری به کارخانه سنگ‌شکنی می‌دهد.

وقتی‌که سنگ‌شکنی مدار بسته انتخاب می‌شود، آزادی بیشتری برای مقابله با تغییرات احتمالی در شرایط کار وجود دارد.

سنگ‌شکن‌های اولیه (Primary Crushers)

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

انواع سنگ‌شکن‌های اولیه:

سنگ‌شکن فکی

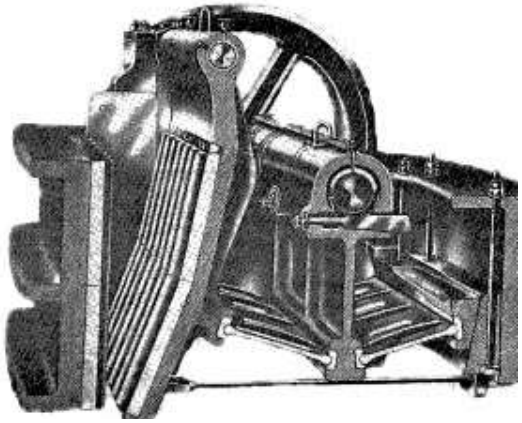
سنگ‌شکن ژیراتوری

سنگ‌شکن فکی (Jaw Crusher)

مشخصه بارز این نوع سنگ‌شکن‌ها، دو صفحه قابل باز و بسته شدن است.

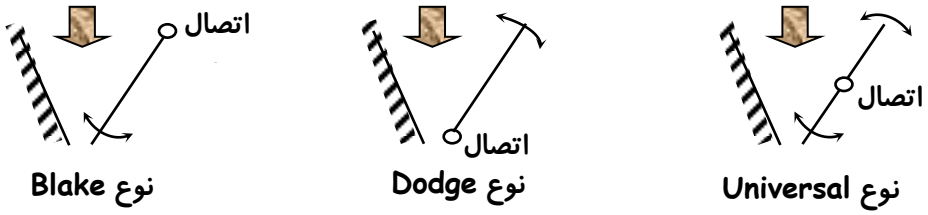
قرارگیری فک‌ها نسبت به یکدیگر به صورت زاویه‌دار می‌باشد.

در این نوع سنگ‌شکن‌ها، یک فک ثابت و یک فک متحرک است.



شکل ۳-۶- سنگ‌شکن فکی

سنگ‌شکن‌های فکی بر اساس ساختارشان به سه نوع تقسیم‌بندی می‌شوند:



شکل۳-۷- انواع سنگ‌شکن فکی

در سنگ‌شکن‌های فکی، عمل خرد شدن در نیم سیکل انجام می‌شود.

سنگ‌شکن فکی نوع Dodge معمولاً در آزمایشگاه‌ها به کار گرفته می‌شود.

در صنعت از سنگ‌شکن‌های نوع Blake استفاده می‌شود. چون دهانه خروجی متغیر است و احتمال گرفتگی کم است.

بعد از هر فشار، زمانی وجود دارد که در آن زمان سنگ به نقطه‌ای در پایین سقوط می‌کند (سنگ‌شکنی آزاد).

عرض صفحات و فاصله بین فک‌ها در نقطه ورودی خوراک، دو مشخصه سنگ‌شکن‌های فکی است.

مثال:

سنگ‌شکنی با مشخصه $۱۸۳۰mm \times ۱۲۲۰mm$ معادل است با:

عرض = $۱۸۳۰mm$

فاصله فک‌ها = $۱۲۲۰mm$

نوسان زیاد در منطقه خروجی سنگ‌شکن از گرفتگی آن جلوگیری می‌کند.

اگر حجم مواد ورودی در یک سطح مقطع بیش از مقدار خروجی باشد این نوع سنگ‌شکنی به سنگ‌شکنی خفه‌شده معروف است. در این حالت ذرات همدیگر را خرد کرده و مقدار زیادی ذرات ریز تولید می‌شود.

ظرفیت سنگ‌شکن فکی:

$$T = kLd$$

T: ظرفیت سنگ‌شکن (تن بر ساعت)

L: عرض فک (اینچ)

d: فاصله بین دو فک در قسمت گلوگاه (اینچ)

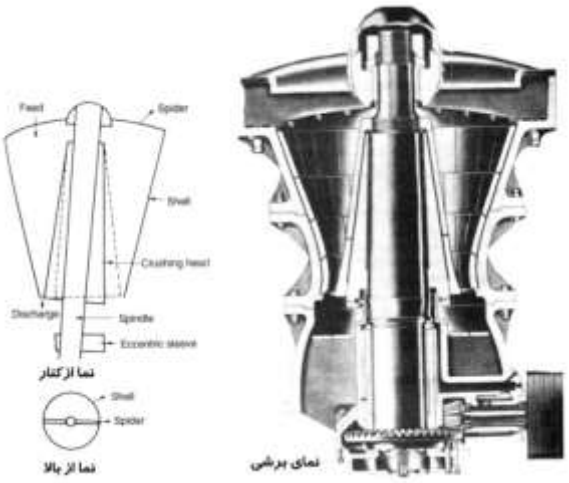
k: ضریب مشخصات سنگ‌شکنی و مواد (معمولاً ۰/۶)

سنگ‌شکن ژیراتوری (Gyratory Crusher)

معمولاً روی سطح زمین از آن استفاده می‌شود.

چرخش محور معمولاً بین ۸۵ تا ۱۰۵ دور در دقیقه است.

سنگ‌شکن ژیراتوری را می‌توان به عنوان تعداد نامحدودی سنگ‌شکن فکی با عرض خیلی کم در نظر گرفت.



شکل ۳-۸- سنگ‌شکن ژیراتوری

در سنگ شکن ژیراتوری برخلاف سنگ‌شکن فکی، در تمام سیکل عمل خردایش صورت می‌گیرد، در نتیجه ظرفیت آن از سنگ‌شکن فکی مشابه (دهانه خروجی یکسان) بیشتر است.

سنگ‌شکنی بیش از ۹۰۰t/h با سنگ‌شکن ژیراتوری انجام می‌گیرد.

سنگ‌شکن ژیراتوری دارای قابلیت خوراک‌دهی مستقیم از طریق کامیون بدون نیاز به سیستم‌های گران خوراک‌دهنده، می‌باشد.

شکل ۳-۹- خوراک دهی مستقیم سنگ‌شکن ژیراتوری از کامیون

انواع سنگ‌شکن‌های ژیراتوری با دهانه ورودی $۱۸۳۰mm$ که قادرند سنگ معدن‌های با اندازه $۱۳۷۰mm$ را با نرخ $۵۰۰۰t/h$ و اندازه محصول $۲۰۰mm$ خرد کنند، طراحی شده‌اند.

اگر A دبی ورودی به سنگ‌شکن بر حسب تن بر ساعت باشد و

$$A > ۱۶۱/۷ \times [\text{دهانه خروجی } (m)]^۲$$

باید از سنگ‌شکن ژیراتوری استفاده کرد، در غیر این‌صورت سنگ‌شکن فکی مناسب است.

ظرفیت سنگ‌شکن ژیراتوری:

$$T = 0.75 \times d\left(L - \pi D\right)$$

T: ظرفیت سنگ‌شکن (تن بر ساعت)

L: طول محیط دایره در قسمت دهانه ورودی سنگ‌شکن (اینچ)

d: فاصله بین واگرا و کلاهک خرد کننده در قسمت خروجی محصول (اینچ)

D: فاصله بین واگرا و کلاهک خرد کننده در دهانه ورودی (اینچ)

سنگ‌شکن‌های ثانویه (Secondary Crushers)

ابعاد ذرات خوراک این نوع سنگ‌شکن‌ها معمولاً کمتر از $۱۵cm$ می‌باشد.

کار این مرحله از سنگ‌شکنی به دلیل کنار گذاشتن مواد مزاحم مانند فلزات به تله افتاده، چوب و نرمه راحت‌تر می‌باشد.

عمده عملیات سنگ‌شکنی مرحله دوم کانه‌های فلزی با سنگ‌شکن‌های مخروطی انجام می‌شود.

سنگ‌شکن‌های غلتکی و ضربه‌ای در بعضی موارد به عنوان سنگ‌شکن ثانویه نیز به کار می‌روند.

سنگ‌شکن مخروطی (Cone Crusher)

این نوع سنگ‌شکن شبیه سنگ‌شکن ژیراتوری بوده و محور کوتاه‌تر و معلق نبودن آن، مشخصه آن است.

سنگ‌شکن‌های مخروطی توسط قطر آستر مخروط در پایین، به انواع مختلف طبقه‌بندی می‌شوند.

این نوع سنگ شکن‌ها تا قطر $3/1m$ طراحی شده است.

شکل ۳-۱۰- تفاوت بین سنگ‌شکن مخروطی و ژیراتوری

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

انواع سنگ‌شکن‌های مخروطی

استاندارد (Standard):

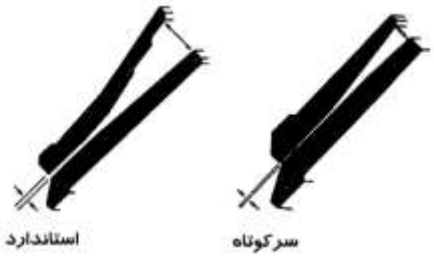
برای خرد کردن ذرات درشت‌تر کاربرد دارند. ابعاد محصول آن‌ها $0/5-6cm$ می‌باشد.

سر کوتاه (Short - head):

برای خرد کردن ذرات ریز کاربرد دارند. ابعاد محصول آن‌ها $0/2-2cm$ می‌باشد.

شکل ۳-۱۱- سنگ‌شکن مخروطی استاندارد

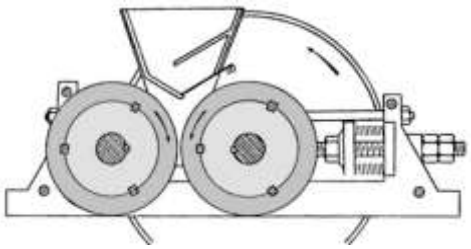
شکل ۳-۱۲- سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه



شکل ۳-۱۳- تفاوت سنگ‌شکن‌های مخروطی نوع استاندارد با سرکوتاه

سنگ‌شکن‌های غلتکی (Roll Crushers)

این نوع سنگ‌شکن‌ها کمتر مورد استفاده قرار می‌گیرند و با سنگ‌شکن‌های مخروطی جانشین شده‌اند.
برای مواد ترد و شکننده، چسبناک، یخ زده و موادی مانند سنگ آهک، زغال‌سنگ، گچ و فسفات مناسب می‌باشند.
سایش روی غلتک‌ها زیاد است و از پوشش‌های فولادی منگنزدار استفاده می‌شود.
یکنواخت توزیع کردن خوراک روی غلتک‌ها از سایش زیاد جلوگیری می‌کند.
در این نوع سنگ‌شکن‌ها جهت مقابله با متورم شدن سنگ‌های شکسته شده در محفظه سنگ‌شکنی، خوراک‌دهی بایستی به آهستگی صورت گیرد.



شکل ۳-۱۴- سنگ‌شکن غلتکی

ظرفیت سنگ‌شکن‌های غلتکی:

$$Q = 188.5NDWSd$$

Q: ظرفیت سنگ‌شکن (kg/h)
W: عرض غلتکها (m)
N: سرعت سنگ شکن (دور در دقیقه)
S: وزن مخصوص خوراک (kg/m^3)
D: قطر غلتک‌ها (m)
d: فاصله بین غلتک‌ها (m)

در عمل ظرفیت سنگ شکن غلتکی ۲۵٪ میزان تئوریکی (محاسبه شده) است.

در سنگ‌شکنی غلتکی دندانه‌دار **(Toothed Crushing)** عمل خرد کردن، ترکیبی از فشار و شکافندگی است.
کاربرد اصلی سنگ‌شکن غلتکی دندانه‌دار، شکستن مواد درشت است و غلتک‌های ۱ متری برای خرد کردن ذرات **۴۰cm** به کار می‌روند.

شکل ۳-۱۵- سنگ‌شکن غلتکی دندانه‌دار

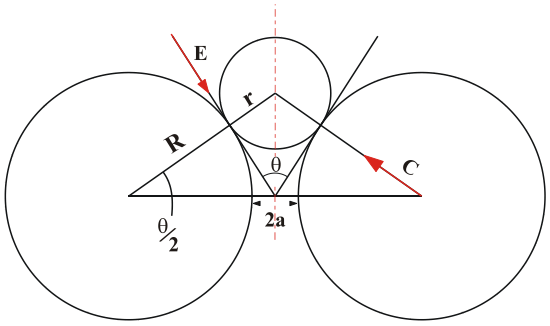
گیر افتادن سنگ در بین دو غلتک

اگر زاویه درگیر شدن θ باشد و نیروی شعاعی **C** از طرف غلتک وارد شود:

مؤلفه قائم $= C\ sin(\theta/2)$

نیروی اصطکاکی مماسی(E) $= \mu C$

μ: ضریب اصطکاک



شکل ۳-۱۶- نیروهای وارده بر ذره در سنگ‌شکن غلتکی

مولفه عمودی نیروی اصطکاک $= \mu C\ cos(\theta/2)$

تعادل نیروها در جهت عمودی : $2C\ sin(\theta/2) = 2\mu C\ cos(\theta/2)$

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

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

چون ضریب اصطکاک اغلب کانه‌ها و فولاد ۰/۳-۰/۲ است، بنابراین نبایستی θ بیش از ۳۰° باشد.

مقدار ضریب اصطکاک با افزایش سرعت کاهش پیدا می‌کند، هرچه زاویه بیشتر باشد سرعت بایستی کمتر شود.

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

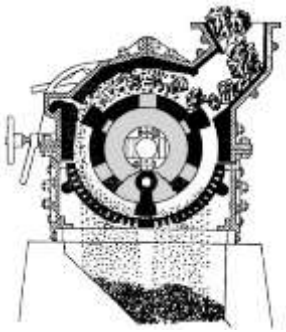
معادله بالا برای تعیین بزرگ‌ترین اندازه سنگ درگیر، با توجه به نسبت کاهش $\left(r/a\right)$ و قطر غلتک به کار می‌رود.

سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای (Impact Crushers)

در این نوع سنگ‌شکن‌ها، برای خردایش از ضربه به جای فشار استفاده می‌شود.

تنش‌های داخلی در این نوع سنگ‌شکنی ذخیره نمی‌شود. به عبارت دیگر، ترک‌های بعدی به وجود نمی‌آید. به همین دلیل، محصولات این نوع سنگ‌شکن در ساختمان‌سازی و جاده‌سازی استفاده می‌شود.

برای سنگ‌هایی با خاصیت پلاستیکی مناسب هستند.



شکل ۳-۱۷- سنگ‌شکن ضربه‌ای، نوع چکشی (Hammer)

فصل چهارم

نوع و خصوصیات تجهیزات و شمای عملیات مدارهای سنگ شکنی

مقدمه

انتخاب تجهیزات مناسب سنگ‌شکنی به عوامل بالا دستی (الگوی آتشباری و روش معدن‌کاری) و پایین‌دستی (فروشویی توده‌ای یا آسیا، نوع مدار آسیاکنی) کارخانه سنگ‌شکنی بستگی دارد.

در دو دهه گذشته با وارد شدن آسخ و آسنیخ‌ها، سنگ‌شکن‌های مخروطی تقریباً از رده خارج شد ولی مسأله تجمع ذرات با ابعاد بحرانی باعث شده که در مدارهای آسنیخ از این سنگ‌شکن برای خرد کردن این ذرات استفاده شود. این نوع مدارها به **SAGBC**(**Sag ,Ball mill and crusher**) معروف می‌باشند.

از آن جایی که در سنگ‌شکنی سهم بیشتری از انرژی مصرفی نسبت به آسیاکنی صرف خردایش می‌شود، تلاش‌هایی در جهت کاهش اندازه محصول سنگ‌شکنی انجام گرفته که سنگ‌شکنی مخروطی با افشانه آب (**Water flash" cone crusher**") نامیده می‌شود و وجود آب باعث شده که امکان خالی کردن محفظه سنگ‌شکنی و درنتیجه عدم تجمع ذرات ریز فراهم شود.

سنگ‌شکنی استوانه‌ای با فشار بالا (**HPGR; high pressure grinding rolls**) در خردایش سنگ معدن کیمبرلیت حاوی الماس و همچنین اخیراً برای سنگ معدن آهن با موفقیت به کار گرفته شده است.

عوامل مؤثر بر انتخاب سنگ‌شکن

عوامل تأثیرگذار بر اندازه و نوع سنگ‌شکن عبارتند از:

۱- ظرفیت کارخانه یا برنامه تحویل سنگ معدن
۲- اندازه خوراک
۳- اندازه محصول مطلوب در فرآوری پایین دست
۴- خصوصیت سنگ معدن: سختی سنگ، مقدار رس و ماسه و نوسان ورودی
۵- شرایط آب و هوایی
۶- فرآیندهای پایین دستی

۱ـ ظرفیت کارخانه یا برنامه تحویل سنگ معدن

از اطلاعات مربوط به ظرفیت کارخانه یا برنامه تحویل سنگ معدن می‌توان نوع، اندازه و تعداد مراحل واحدهای سنگ‌شکنی را مشخص کرد. به عنوان مثال، سنگ‌شکن فکی اولیه برای عملیات معدن‌کاری زیرزمینی متداول به دلایل زیر مناسب خواهد بود:

- پایین بودن تناژ
- اندازه خوراک ورودی کوچک‌تر است زیرا ذرات ریز زیادی در آتشباری و برداشت مواد تولید می‌شود.
- نیاز به فضای کم جهت نصب

در عملیات روباز با ظرفیت بالا معمولاً یک یا دو سنگ‌شکن ژیراتوری مورد استفاده قرار می‌گیرد.

معمولاً عملیات براساس ظرفیت اسمی طراحی می‌شود و مشکل عدم عملیاتی بودن ۱۰۰ درصد تجهیزات با طراحی و نصب مخازن بین واحدها برطرف می‌شود.

۲ـ اندازه خوراک

بزرگ‌ترین اندازه ذرات ورودی به سنگ‌شکن تأثیر زیادی بر سنگ‌شکن انتخاب شده دارد. در مواردی که سهم قطعات بزرگ سنگ در خوراک زیاد نباشد، می‌توان در یک مرحله آن‌ها را جدا کرد و از یک سنگ‌شکن کوچک‌تر با ظرفیت نه چندان زیاد استفاده کرد.
در کارخانه‌های سنگ‌شکنی چند مرحله‌ای، اندازه محصول مرحله قبل در نوع سنگ‌شکن انتخابی و آستر آن مؤثر خواهد بود.

۳ـ اندازه محصول

اندازه محصول مورد نیاز از مدار سنگ‌شکنی تعداد مراحل و نوع سنگ‌شکن را مشخص می‌کند.
جهت کاهش اندازه محصول تولیدی از مدار سنگ‌شکنی برای مدارهای تر، سنگ‌شکن مخروطی با افشانه آب و برای مدارهای خشک، سنگ‌شکن ضربه‌ای عمودی به کار گرفته شده است.
برای مدارهای آسنیخ که با خوراک نسبتاً درشت (۱۵۰mm) می‌تواند خوراک‌دهی شود، یک مرحله سنگ‌شکنی اولیه کافی است. برای مدار آسیاکنی تناژ پایین میله‌ای - گلوله‌ای که خوراک ورودی باید ۱۵ mm باشد، دو مرحله سنگ‌شکنی (سنگ‌شکن فکی و سنگ‌شکن مخروطی در مدار بسته با سرندهای لرزان) مناسب خواهد بود.

٤ـ مشخصات سنگ معدن

مشخصات مهم سنگ معدن که در انتخاب نوع و اندازه تجهیزات به کار گرفته می‌شوند، عبارتند از: سختی، چقرمگی، ساینده‌گی، مقدار رطوبت و کانی‌سازی.
گونه‌های مختلف سنگ معدن که در طول استخراج معدن بیرون خواهند آمد نیز باید توسط زمین‌شناسان مشخص شود تا سهم هر گونه معین گردد.
نحوه شکست سنگ از نظر راحتی جدا شدن کانی‌های مختلف از هم دیگر به خصوص کانی‌های باارزش از گانگ اهمیت خاص دارد. مقدار سیلیس با نرخ سایش آستر سنگ‌شکن و کانال‌های انتقال رابطه مستقیم دارد.
رطوبت و مقدار رس بالا به دلیل ایجاد مشکل گرفتگی مواد در تجهیزات مختلف، باعث افزایش زمان توقف (کاهش زمان عملیاتی بودن) می‌شود.

٥ـ شرایط آب وهوایی

در صورتی که منطقه گرم و خشک باشد، می‌توان کارخانه را در هوای آزاد نصب کرد. در منطقه با هوای سرد کارخانه تا حد ممکن باید کوچک باشد و بخش‌های مختلف آن به‌هم متصل باشند.
معمولاً در شرایط سخت آب و هوایی، آسنیخ به دلیل تک مرحله‌ای بودن به کار گرفته می‌شود.

٦ـ فرآیند پایین دست

فرآیندهای پایین دست از اهمیت قابل توجهی برخوردارند. در صورتی که فروشست توده‌ای استفاده می‌شود، دانه‌بندی خروجی سنگ‌شکن برای افزایش کارآیی، خیلی متفاوت از زمانی است که قرار است از مدار آسیاکنی استفاده شود.

شاخص‌های انتخاب سنگ‌شکن اولیه

سؤالات زیر در انتخاب سنگ‌شکن باید جواب داده شود.

- آیا با ظرفیت خواسته شده، اندازه محصول مطلوب تولید خواهد شد؟
- آیا آن سنگ‌شکن توانایی قبول بزرگ‌ترین اندازه خوراک را خواهد داشت؟
- آیا ظرفیت آن طوری است که از عهده حداکثر بار برآید؟
- آیا مشکل گرفتگی یا خفه شدن وجود خواهد داشت؟
- آیا سنگ‌شکن انتخابی، مناسب نوع کارخانه سنگ‌شکن در کل خواهد بود؟
- آیا سنگ‌شکن برای زیرزمین مناسب است یا روی زمین؟
- آیا سنگ‌شکن امکان رد کردن سنگ‌هایی که قابل شکست نیستند، بدون زیان رساندن به سنگ‌شکنی را دارد؟
- چه میزان نظارت بر کار آن لازم است؟
- چه مقدار توان برحسب اسب بخار بر هر تن بر ساعت تولید محصول نهایی نیاز است؟
- مقاومت در مقابل سایش آن چه مقدار است؟
- آیا سنگ‌شکن با حداقل نگهداری به طور اقتصادی کار می‌کند؟
- آیا سنگ‌شکن عمر کاری مناسب را فراهم می‌کند؟
- آیا سنگ‌شکن دارای قطعات یدکی با هزینه مناسب می‌باشد؟
- آیا امکان فراهم کردن قطعات یدکی در داخل کشور وجود دارد؟
- نسبت هزینه اولیه دستگاه به هزینه نگهداری آن چه قدر است؟

تعیین خصوصیت ذرات تحت سنگ‌شکنی

با توجه به مواد، سنگ‌شکن‌ها به سه دسته تقسیم می‌شوند:

۱- ژیراتوری و فکی با بازوی مضاعف برای مواد سخت ساینده، غیرچسبنده با مقاومت تا **۶۰۰MPa**.

مثال:

گرانیت، مس پورفیری، سنگ آهک سخت، سنگ معدن طلا، تاکونیت.

۲ـ سنگ‌شکن فکی تک بازو و سنگ‌شکن با سرعت پایین برای مواد با سختی متوسط، غیرساینده و مواد چسبنده که دارای مقاومت تا **۲۰۰MPa** می‌باشند.

مثال:

بوکسیت، کیمبرلیت، سنگ معدن طلا با سیلیس کم.

۳ـ سنگ‌شکن غلطکی، ضربه‌زن، سنگ‌شکن چکشی، سنگ‌شکن خوراک‌دهنده برای مواد نرم، غیرساینده تا حداکثر مقاومت فشاری **۱۱۵MPa**.

مثال:

سنگ فسفات وگچ

تأثیر مقدار رس بر انتخاب سنگ‌شکن اولیه

رس و یا مواد چسبنده رسی برای هر نوع سنگ‌شکن اولیه مشکل آفرین است. در صورت وجود این نوع مواد، تجمع آن‌ها در محفظه سنگ‌شکن باعث گرفتگی می‌شود.

بر خلاف سنگ‌شکن‌های چکشی و ضربه‌زن که برای این نوع مواد مناسب نیستند، سنگ‌شکن‌های فکی تک بازو مفیدند.
سنگ‌شکن سرعت پایین تنها سنگ‌شکن اولیه‌ای است که می‌تواند از عهده رس به خوبی برآید و سنگ‌شکن خوراک‌دهنده نیز تا حدی گزینه مناسب برای این شرایط می‌باشد.

تأثیر زیرزمینی بودن معدن بر انتخاب سنگ‌شکن اولیه

سنگ‌شکن به کار گرفته شده برای این کار، علاوه بر پذیرش قطعات بزرگ، سخت و تر، باید قابلیت نصب در فضای محدود را داشته باشد و از عهده ورود قطعات فولادی مانند پیچ سنگ و میله فولادی حفاری برآید.
در صورت وجود قطعات فلزی، سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای به دلیل گرفتگی محفظه سنگ‌شکنی نمی‌توانند مورد استفاده قرارگیرند.

انتخاب سنگ‌شکن برای کارخانه‌های سنگ‌شکنی سیار

سنگ‌شکن‌های فکی تک بازو بیشترین استفاده را داشته‌اند ولی با توجه به نیاز به ظرفیت بالای ۳۵۰۰ تن برساعت، سنگ‌شکن‌های ژیراتوری نیز به کار گرفته می‌شوند.
سنگ‌شکن‌های ژیراتوری با توجه به مکانیزم کاری آن و وجود نیروهای خارج از تعادل می‌تواند تا حدی مشکل آفرین باشد.

کاربرد سنگ‌شکن‌ها

معمولاً مدار سنگ‌شکنی شامل سه مرحله است و در موارد خاص جهت تولید ذرات ریز، مرحله چهارم نیز اضافه می‌شود.

سنگ‌شکنی اولیه (Primary crushing)

وظیفه سنگ‌شکنی اولیه تبدیل ابعاد سنگ تحویلی از معدن به اندازه قابل قبول برای مرحله دوم سنگ‌شکنی، مدار آسنیخ و یا توده فروشست است.
معمولاً سنگ‌شکنی اولیه در مدار باز با به کارگیری سنگ‌شکن‌های ژیراتوری، فکی، ضربه‌زن افقی و سنگ‌شکن چرخشی (Rotary breaker) با نسبت کاهش ۸ به ۱ انجام می‌شود.

سنگ‌شکنی ثانویه (Secondary crushing)

اندازه خوراک سنگ‌شکنی ثانویه بسته به نرخ خوراک و دهانه سنگ‌شکنی اولیه بین ۷۵ و ۲۰۰ میلی‌متر می‌باشد.
مثال:
در یک معدن زیرزمینی با تولید t/d ۱۰۰۰، از یک سنگ‌شکن اولیه با دهانه **۷۵mm** استفاده می‌شود که خوراک سنگ‌شکن مخروطی شده و محصول **۱۶mm** تولید می‌کند، محصول تولید شده نیز وارد آسیای گلوله‌ای می‌شود.
در یک معدن با تولید t/d ۱۰۰۰۰ از یک سنگ‌شکن ژیراتوری استفاده می‌شود که محصول **۱۲۵mm** آن وارد یک سنگ‌شکن مخروطی استاندارد شده و خروجی این سنگ‌شکن با ابعاد **۳۷mm** به مدار سنگ‌شکنی ثالثیه فرستاده می‌شود.
معمولاً قبل از سنگ‌شکنی ثانویه سرند لرزان نصب می‌شود تا مواد با اندازه محصول را از خوراک جدا کند. با این کار می‌توان یا از سنگ‌شکن کوچک‌تر استفاده کرد و یا دهانه سنگ‌شکن را برای تولید محصول ریزتر، کوچک‌تر نمود.

به طور سنتی برای مرحله دوم، سنگ‌شکن مخروطی استاندارد مورد استفاده قرار می‌گیرد ولی اخیراً سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای افقی و سنگ‌شکن غلطکی پر فشار به خصوص در صنعت الماس به کار گرفته می‌شود.

سنگ‌شکنی ثالثیه (Tertiary crushing)

خوراک سنگ‌شکن ثالثیه معمولاً در حدود **۳۷mm** و محصول آن **۱۲mm** می‌باشد. در این مرحله معمولاً از سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه استفاده می‌شود. از آن جایی که محفظه سنگ‌شکنی این نوع سنگ‌شکن کوچک‌تر از سنگ‌شکن مخروطی استاندارد است، در نتیجه دامنه دانه‌بندی محصول یکنواخت‌تر است.

این نوع سنگ‌شکن معمولاً در مدار بسته با سرند لرزان کار می‌کند. خوراک سرند را محصول سنگ‌شکنی ثانویه و ثالثیه تشکیل می‌دهند که مواد روی سرند وارد سنگ‌شکن ثالثیه می‌شود.

در این مرحله سنگ‌شکن غلتکی پرفشار و سنگ‌شکن مخروطی با افشانه آب نیز به کار گرفته می‌شود. در نوع آخر خوراک **۱۰۰mm** به **۱۰mm** (P_{80}=۴mm) رسانده می‌شود.

سنگ‌شکنی مرحله چهارم (Quaternary crushing)

زمانی که محصول ریزتری برای فرآیند پایین دست نیاز باشد، از سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای عمودی استفاده می‌شود.

سنگ‌شکن ژیراتوری (Gyratory crusher)

در این نوع سنگ‌شکن بیشترین نیرو در بالا نزدیک تکیه‌گاه که قطعات سنگ دارای بزرگ‌ترین ابعاد می‌باشند، وارد می‌شود. ظرفیت این نوع سنگ‌شکن بین ۳۵۰ تا ۱۰۰۰۰ تن بر ساعت متغیر است و دو مشخصه اصلی آن ظرفیت بالا و نگهداری پایین آن می‌باشد (شکل ۴-۱).

شکل ۴-۱- سنگ‌شکن ژیراتوری

بزرگ‌ترین دهانه سنگ‌شکنی مربوط به ژیراتوری است که از ۱۰۶/۷cm تا ۱۸۲/۹cm متغیر است. سنگ‌شکن با دهانه ۱۰۶/۷cm دارای ظرفیت مساوی با سنگ‌شکن فکی با دهانه ۱۶۰cm است. این نوع سنگ‌شکن نیاز به خوراک‌دهنده ندارد.

مزایا

- امکان تخلیه مستقیم از کامیون تا ظرفیت ۳۰۰ تن
- ظرفیت بالا
- پایین‌ترین هزینه نگهداری بر هر تن ماده خرد شده نسبت به سایر سنگ‌شکن‌ها

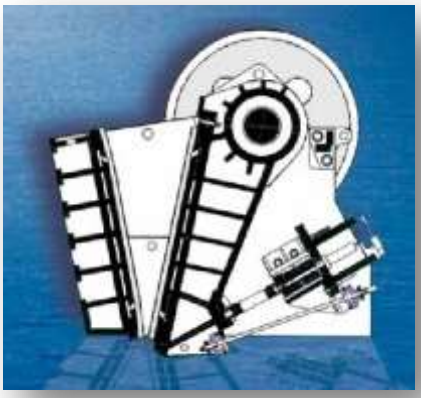
- بالاترین میزان عملیاتی بودن نسبت به بقیه سنگ‌شکن‌ها
- امکان سنگ‌شکنی سنگ‌هایی با مقاومت فشاری حداکثر تا ۶۰۰Mpa
- امکان رد کردن ساده آهن آلات گیر کرده در محفظه با سیستم آزادسازی هیدرولیکی

عیب

- بالاترین هزینه سرمایه‌ای نسبت به بقیه سنگ‌شکن‌ها

سنگ‌شکن فکی تک بازویی (Single toggle jaw crusher)

در این حالت بیشترین حرکت در بالای فک است. سنگ‌های نه چندان سخت با مقاومت فشاری تا ۲۰۰Mpa در این نوع خرد می‌شود (شکل ۴-۲).

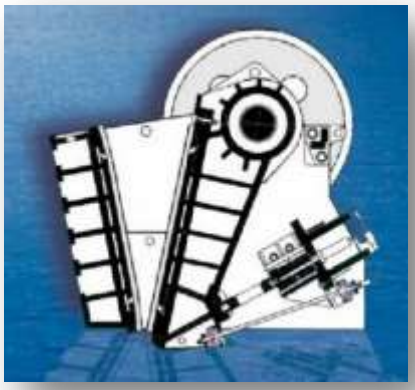


شکل ۴-۲- سنگ‌شکن فکی

ظرفیت سنگ‌شکن‌های صنعتی از ۵۰ تا ۱۰۰۰ تن بر ساعت و با اندازه دهانه ۴۵ تا ۱۶۰ سانتی‌متر متغیر است.
سنگ‌شکن فکی دارای یک فک ثابت و یک فک متحرک است، اندازه دهانه بالایی مشخص‌کننده بزرگ‌ترین قطعه سنگی است که می‌توان آن را خرد کرد.
این نوع سنگ‌شکن به خاطر سادگی عملیات و نگهداری آن و نیاز به فضای کم، در معادن زیرزمینی استفاده می‌شود.

سنگ‌شکن فکی با بازوی مضاعف (Double toggle jaw crusher)

در این نوع، بیشترین حرکت در پایین فک است. سنگ‌هایی که با این نوع خرد می‌شوند، دارای مقاومت فشاری ۳۵۰Mpa می‌باشند (شکل ۴-۳).



شکل ۴-۳- سنگ‌شکن فکی با بازوی مضاعف

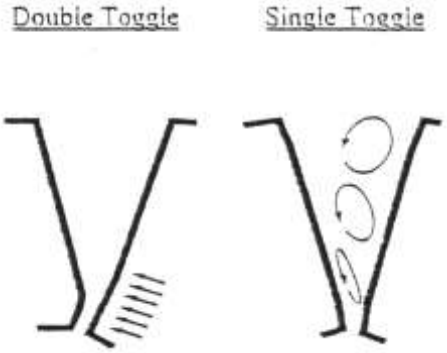
مزایا

- هزینه پایین‌تر نصب نسبت به سنگ‌شکن ژیراتوری
- امکان خرد کردن سنگ‌های ساینده با میزان نگهداری پایین
- امکان خرد کردن سنگ‌های سخت تا مقاومت ۶۰۰Mpa

معایب

- هزینه بالا نسبت به سنگ‌شکن فکی تک بازویی
- محدودیت ابعاد سنگ‌های ورودی

حرکت فک متحرک در تک بازویی در مسیر بیضی شکل می‌باشد و به همین دلیل برای سنگ معدن‌های چسبنده و دارای رس مناسب‌تر می‌باشد (شکل ۴-۴).

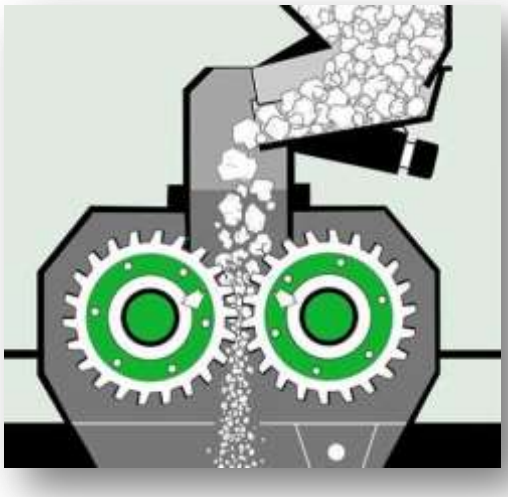


شکل ۴-۴- نحوه حرکت فک‌ها در سیستم تک بازویی و دو بازویی

سنگ‌شکن غلتکی (Roll crusher)

این نوع سنگ‌شکن در فرآوری الماس به خوبی جا افتاده است. یکی از دو استوانه‌ها ثابت و دیگری متحرک است (شکل ۴-۵).

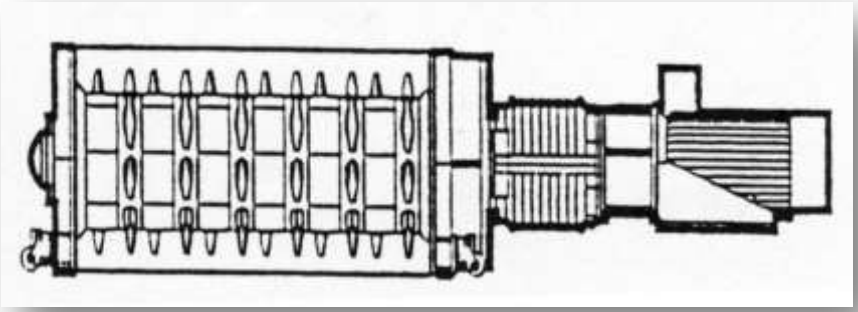
استفاده از سنگ‌شکن غلتکی فشار بالا برای آماده کردن سنگ معدن طلا برای فروشست توده‌ای به دلیل ایجاد ریز ترک‌ها در سنگ، سینتیک فروشست را بهبود داده است.



شکل ۴-۵- سنگ‌شکن غلتکی

سنگ‌شکن سرعت پایین (Low speed sizer)

در این سنگ‌شکن دندانه‌ها باعث کمک به سنگ‌شکنی توسط مکانیزم برش (Shear) می‌شوند (شکل ۳-۶).
خوراک از بالا وارد می‌شود و در صورتی که ریز باشد از فضای بین دندانه‌ها بدون خردایش عبور می‌کند.
ظرفیت این نوع سنگ‌شکن بین ۳۰۰۰ تا ۱۰۰۰۰ تن بر ساعت بسته به نوع مواد متغیر است.



شکل ۴-۶- سنگ‌شکن سرعت پایین

این نوع سنگ‌شکن برای مواد غیرساینده و چسبنده با مقاومت بین ۲۰۰ تا **۴۰۰Mpa** مناسب می‌باشد. از جمله این مواد می‌توان به سنگ آهن متوسط تا سخت، بوکسیت، رس و شیل اشاره کرد.

مزایا

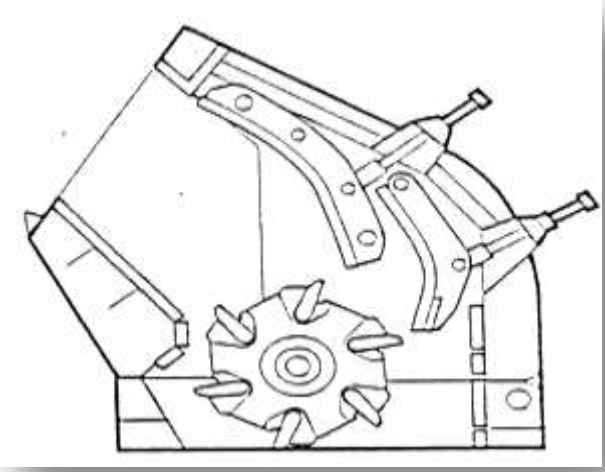
- ظرفیت بالا (۱۲۰۰۰ تن برساعت رکورد ظرفیت بوده است)
- پایین‌ترین فضای عمودی جهت نصب
- تولید نرمه کم

معایب

- نسبت خردایش پایین
- اقتصادی نبودن برای تناژهای پایین

سنگ‌شکن ضربه‌ای افقی (Horizontal impact crusher)

سنگ در اثر برخورد به روی بخش چرخنده و یا در اثر پرتاب شدن و برخورد به دو صفحه سخت خرد می‌شوند. مقاومت سنگ و سرعت چرخش چکش‌ها از عوامل اصلی تعیین‌کننده دانه‌بندی محصول می‌باشد (شکل ۳-۷).
اگرچه هزینه سرمایه‌ای نصب، بر تن ظرفیت این نوع سنگ‌شکن نسبت به دیگر سنگ‌شکن‌های متداول کمتر است ولی هزینه عملیاتی و نگهداری و زمان توقف آن بیشتر است.



شکل۴-۷- سنگ‌شکن ضربه‌ای افقی

مزایا

- نسبت خردایش بالا، خوراک یک متری به **۷۵mm** قابل تبدیل است.
- تولید ذرات ریز زیاد
- ظرفیت تا ۲۵۰۰ تن بر ساعت

معایب

- سایش خیلی زیاد برای سنگ معدن‌هایی با مقدار سیلیس بالاتر از ۸ درصد
- نیاز به خوراک‌دهنده
- ایجاد مشکل در زمان ورود تکه‌های آهن به داخل محفظه

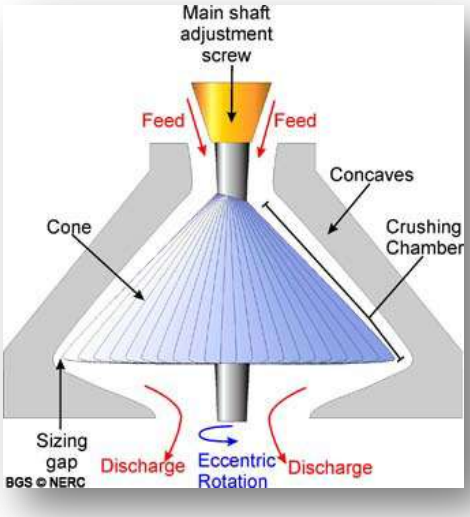
سنگ‌شکن ضربه‌ای عمودی (Vertical impact crusher)

در این نوع سنگ‌شکن ضربه از طریق چکش‌هایی که روی یک محور عمودی قرار دارند وارد می‌شود (شکل ۳-۸).

شکل ۴-۸- سنگ‌شکن ضربه‌ای عمودی

سنگ‌شکن مخروطی (Cone crusher)

این نوع سنگ‌شکن در مرحله دوم و سوم سنگ‌شکنی به کار گرفته می‌شود (شکل ۳-۹).

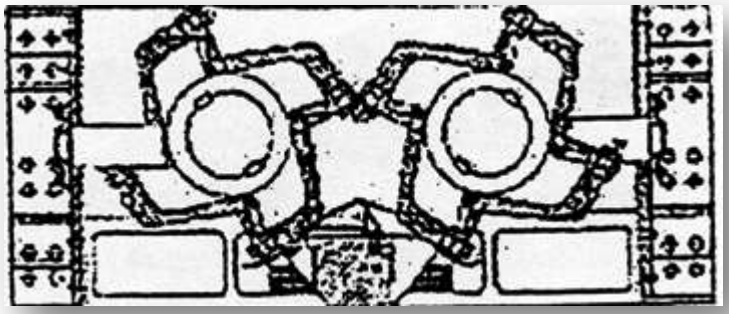


شکل ۴-۹- سنگ‌شکن مخروطی

سنگ‌شکن چرخشی (Rotary breakers)

این نوع سنگ‌شکن برای سنگ معدن‌های نرم و یا دارای رس به کار گرفته می‌شود. حرکت بازوها باعث هدایت ماده معدنی به محفظه سنگ‌شکنی می‌شود (شکل ۳-۱۰).

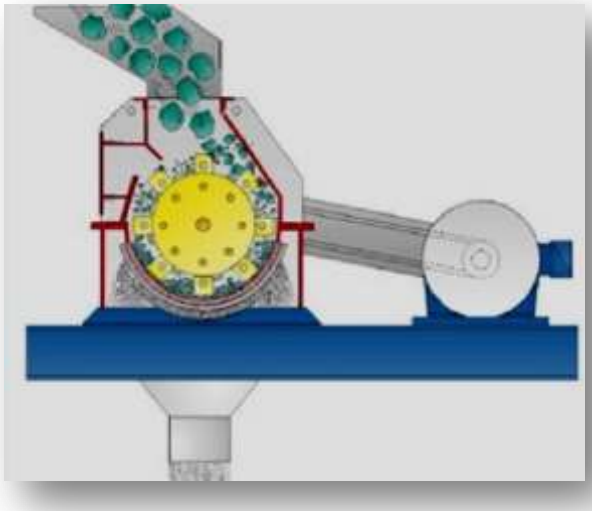
بیشترین سایش در نوک دندانه‌ها است که قابل تعویض می‌باشند.



شکل ۴-۱۰- سنگ‌شکن چرخشی

سنگ‌شکن چکشی (Hammer mill)

این نوع سنگ‌شکن مشابه سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای افقی می‌باشد که دارای یک شبکه در خروجی است (شکل ۳-۱۱).



شکل ۴-۱۱- سنگ‌شکن چکشی

سنگ‌شکن خوراک‌دهنده (Feeder breaker)

این نوع سنگ‌شکن برای مواد نرم به کار گرفته می‌شود و برای روباره و معادن زیرزمینی مورد استفاده قرار گرفته است (شکل ۳-۱۲).

شکل ۴-۱۲- سنگ‌شکن خوراک‌دهنده

مزایا

- عدم نیاز به آماده‌سازی فونداسیون زیاد
- امکان انتقال و سنگ‌شکنی با یک دستگاه
- پایین بودن هزینه جا به جا کردن
- امکان خرد کردن مواد تر و نیاز به فضای عمودی کم

معایب

- نسبت خردایش خیلی پایین
- سایش نسبتاً بالا

نمودارهای انتخاب سریع سنگ‌شکن‌های اولیه (شکل‌های ۳-۱۳ تا ۳-۲۰)

PRIMARY CRUSHER SELECTION BY CAPACITY IN MTPH					
MTPH	0	1500	3000	6000	12000
Gyratory	\\\				
DT jaw Crusher	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
ST jaw Crusher	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
Duoble Roll	\\				
Low Speed Sizer	\\\				
Impactor	\\				
Hammer Mill	\\\				
Feeder Breaker	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\				

Hammer mill 2500 MTPH with grate, 3000 MTPH without grate.

شکل ۴-۱۳- انتخاب سنگ‌شکن اولیه بر اساس ظرفیت

PRIMARY CRUSHER SELECTION BY ROM FEED SIZE					
MM	0	1000	1500	2000	2500
Gyratory	\\				
DT jaw Crusher	\\\				
ST jaw Crusher	\\\				
Duoble Roll	\\\				
Low Speed Sizer	\\				
Impactor	\\\				
Hammer Mill	\\\				
Feeder Breaker	\\\				

شکل ۴-۴- انتخاب سنگ‌شکن بر اساس اندازه سنگ ورودی

PRIMARY CRUSHER SELECTION BY PRODUCT SIZE					
MM	**0**	**100**	**200**	**300**	**400**
Gyratory		\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\	
DT jaw Crusher	\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\
ST jaw Crusher	\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	
Duoble Roll	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\
Low Speed Sizer	\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\	
Impactor	\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\	
Hammer Mill	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\	
Feeder Breaker			\\\\\\\\\\\\\	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\	\\

شکل ۴-۱۵- انتخاب سنگ‌شکن اولیه بر اساس اندازه محصول

APPLICATION OF PRIMARY CRUSHER FOR HIGH CLAY MATERIALS					
	Poor	**Fair**	**Good**	**Very Good**	**Exellent**
Gyratory	\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
DT jaw Crusher	\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
ST jaw Crusher		\\\\\\\\\\\\\\\			
Duoble Roll	\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
Low Speed Sizer					\\\\\\\\\\\\\\
Impactor	N\A				
Hammer Mill	N\A				
Feeder Breaker		\\\\\\\\\\\\\\\			

*Impactors and Hammermills cannot be used to crush clay, as the clay will plug the crusher.

شکل ۴-۱۶- انتخاب سنگ‌شکن اولیه برای مواد با رس بالا

APPLICATION OF PRIMARY CRUSHER FOR UNDERGROUND SERVICE					
	Poor	**Fair**	**Good**	**Very Good**	**Exellent**
Gyratory			\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\		
DT jaw Crusher			\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\		
ST jaw Crusher			\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\		
Duoble Roll		\\\\\\\\\\\\\\\			
Low Speed Sizer					\\\\\\\\\\\\\\
Impactor	N\A				
Hammer Mill	N\A				
Feeder Breaker					\\\\\\\\\\\\\\

*Impactors and Hammermills are unacceptable for underground due to the inability to handle drill steel, roof bolts, etc.

شکل ۴-۱۷- انتخاب سنگ‌شکن اولیه بر اساس عملکرد در زیرزمین

APPLICATION OF PRIMARY CRUSHER FOR MOBILE PLANTS					
	Poor	**Fair**	**Good**	**Very Good**	**Exellent**
Gyratory				\\\\\\\\\\\\\\\	
DT jaw Crusher			\\\\\\\\\\\\\\		
ST jaw Crusher				\\\\\\\\\\\\\\\	
Duoble Roll			\\\\\\\\\\\\\\		
Low Speed Sizer					\\\\\\\\\\\\
Impactor				\\\\\\\\\\\\	
Hammer Mill				\\\\\\\\\\\\	
Feeder Breaker					\\\\\\\\\\\\

شکل ۴-۱۸- انتخاب سنگ‌شکن اولیه بر اساس قابلیت جابجایی

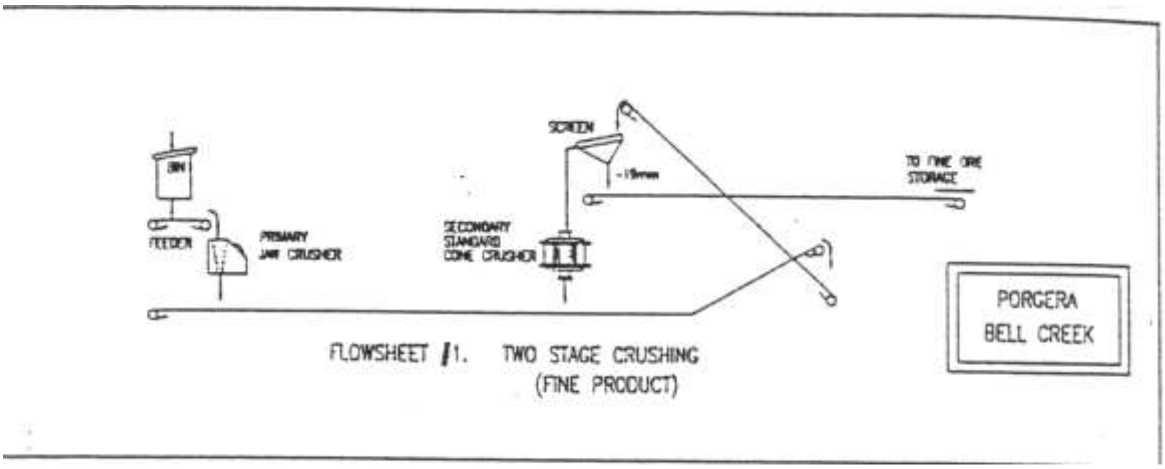
PRIMARY CRUSHER SELECTION BY COMPRESSIVE STRENGTH					
Mpa	0	100	200	400	600
Gyratory	\\\				
DT jaw Crusher	\\\				
ST jaw Crusher	\\				
Duoble Roll	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
Low Speed Sizer	\\\				
Impactor	\\				
Hammer Mill	\\\				
Feeder Breaker	\\				

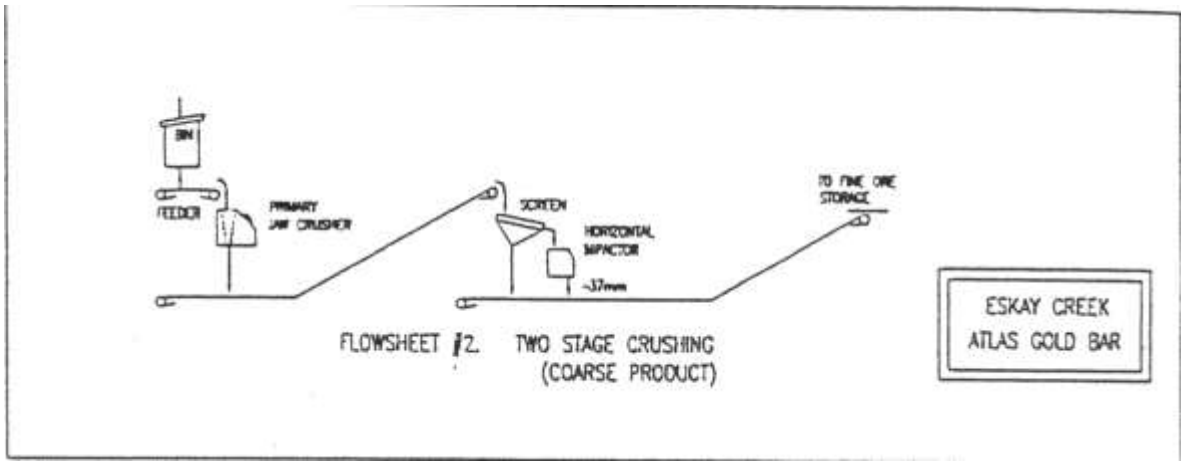
شکل ۴-۱۹- انتخاب سنگ‌شکن اولیه بر اساس مقاومت فشاری

PRIMARY CRUSHER SELECTION BY ABRASION INDEX					
Burbank	0	800	16000	24000	32000
Gyratory	\\\				
DT jaw Crusher	\\				
ST jaw Crusher	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
Duoble Roll	\\\\\\\\\\\\\\\				
Low Speed Sizer	\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\\				
Impactor	\\\\\\\\\\\				
Hammer Mill	\\\\\\\\\\\\\\				
Feeder Breaker	\\\\\\\\\\				

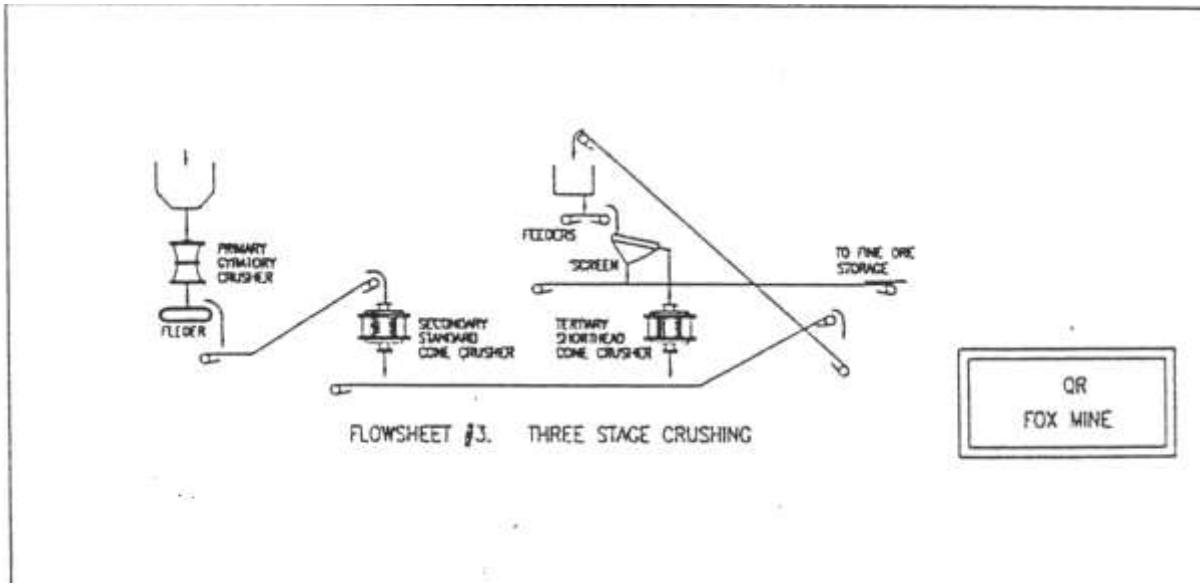
شکل ۴-۲۰- انتخاب سنگ‌شکن اولیه بر اساس سایش

مدارهای منتخب سنگ‌شکنی

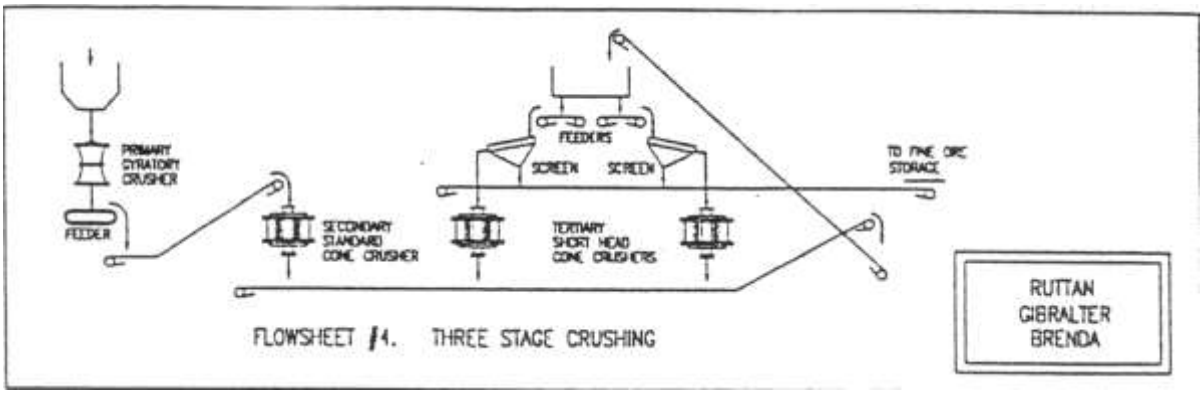




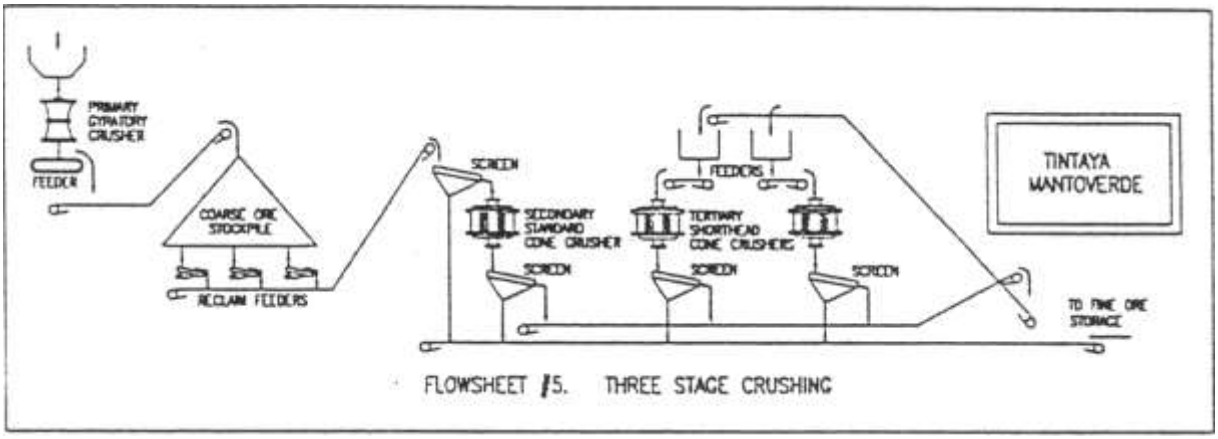
FLOWSHEET #2. TWO STAGE CRUSHING (COARSE PRODUCT)



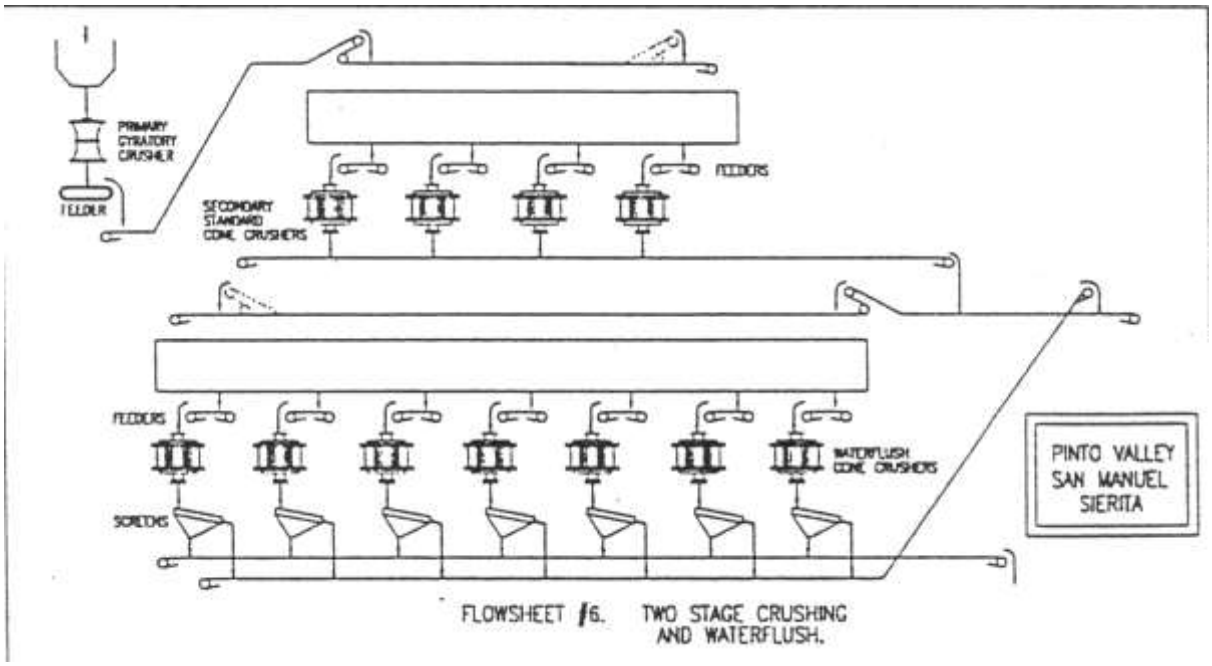
FLOWSHEET #3. THREE STAGE CRUSHING



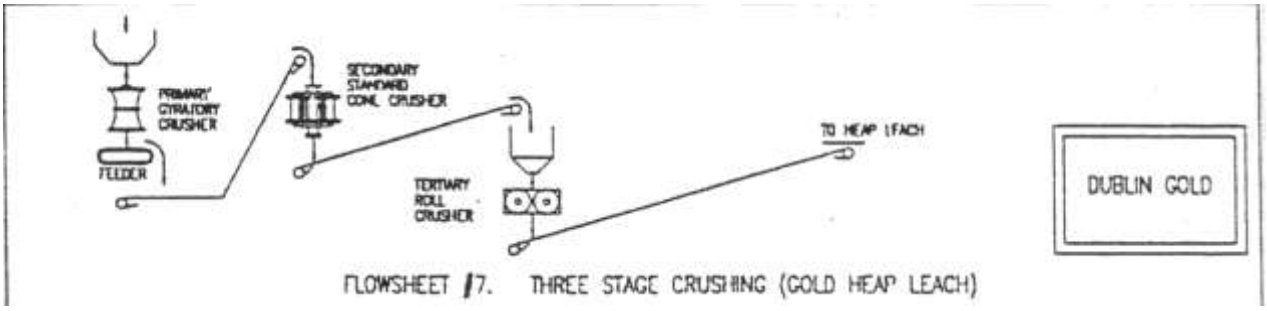
FLOWSHEET #4. THREE STAGE CRUSHING



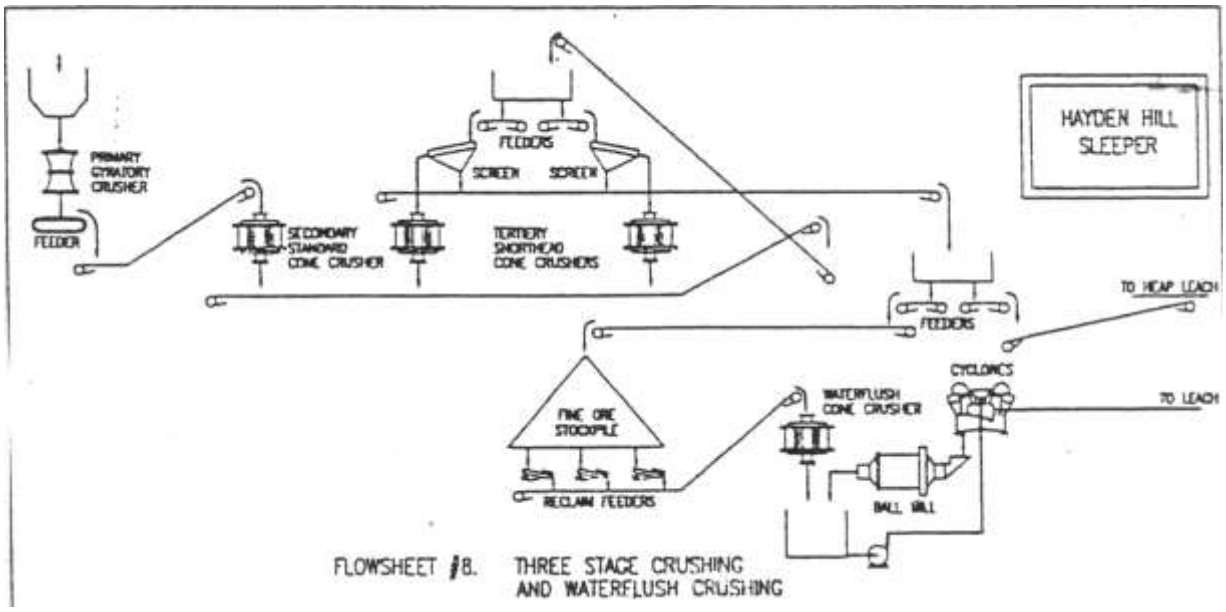
FLOWSHEET 15. THREE STAGE CRUSHING



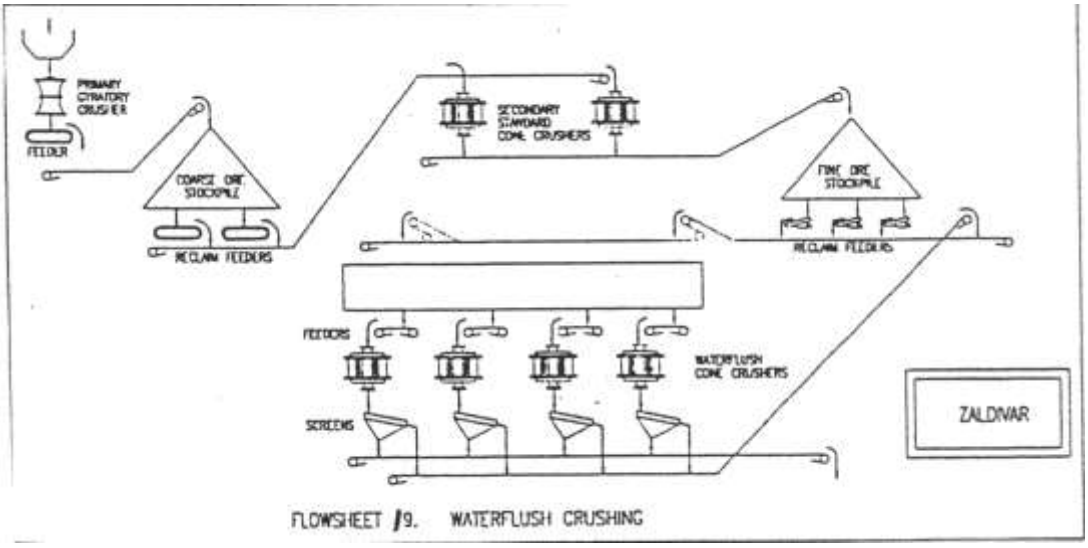
FLOWSHEET 16. TWO STAGE CRUSHING AND WATERFLUSH.



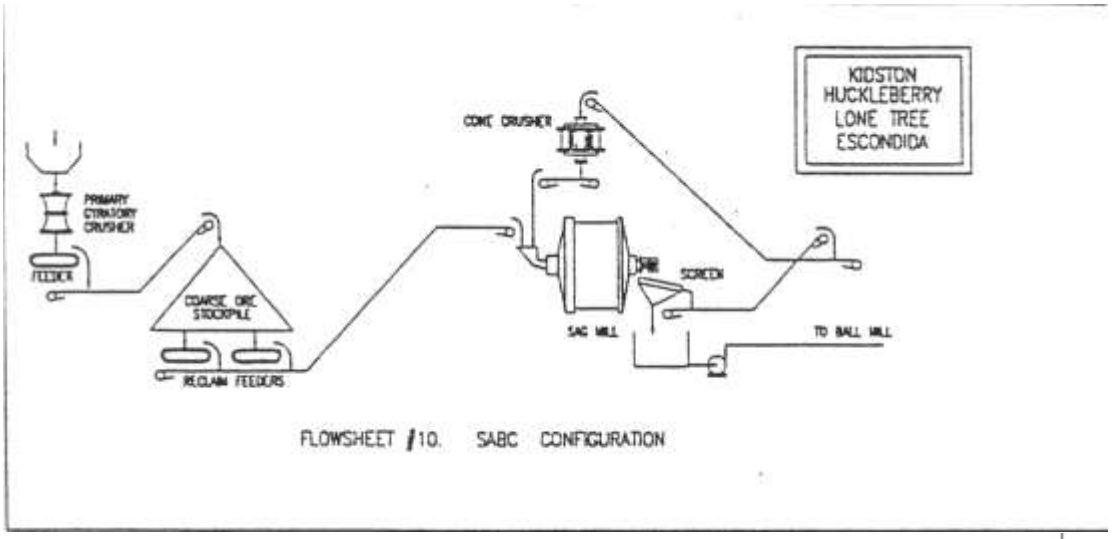
FLOWSHEET 17. THREE STAGE CRUSHING (GOLD HEAP LEACH)

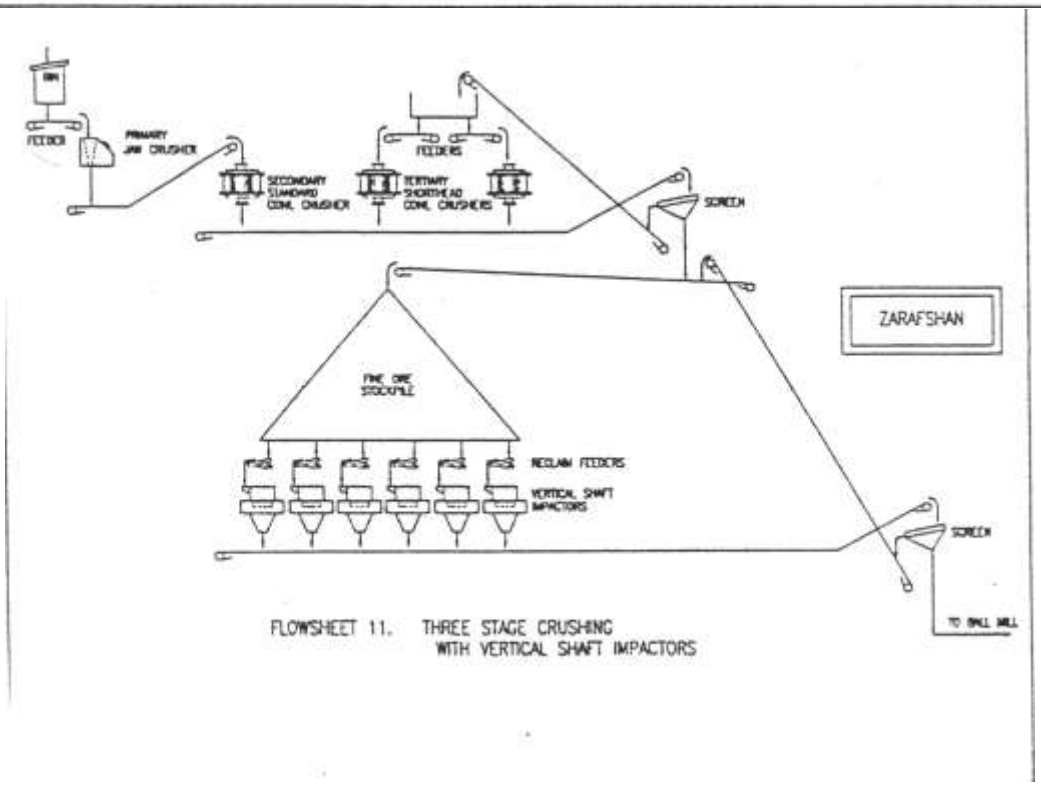


FLOWSHEET #8. THREE STAGE CRUSHING AND WATERFLUSH CRUSHING



FLOWSHEET #9. WATERFLUSH CRUSHING





شکل ۴-۲۱- مدارهای منتخب سنگ‌شکنی

فصل پنجم

اصول طراحی مدارهای سنگ شکنی

آشنایی با اصول طراحی مدارهای سنگ‌شکنی

عوامل مؤثر بر طراحی فرآیند سنگ‌شکنی

- ✓ قابلیت خرد شدن سنگ
- ✓ حداکثر ابعاد سنگ‌های تحت خردایش
- ✓ ابعاد محصول مورد نیاز
- ✓ میزان ساینده‌گی سنگ
- ✓ ظرفیت
- ✓ زمان دسترسی به تجهیزات

محاسبه توان لازم برای سنگ‌شکنی

رابطه باند با توجه به نوع اندیس کار (سنگ‌شکنی، میله‌ای و گلوله‌ای) برای محاسبه توان لازم به کار گرفته می‌شود.

$$W = \frac{11W_i}{\sqrt{P}} - \frac{11W_i}{\sqrt{F}}$$

که در آن:

F: قطر به میکرون که ۸۰٪ خوراک از آن می‌گذرد

P: قطر به میکرون که ۸۰٪ محصول از آن می‌گذرد

Wi: اندیس کار (کیلو وات ساعت بر تن)

W: کار ورودی (کیلو وات ساعت بر تن)

$$\text{Power(kW)} = W(kWh/t) \times T(t/h) \times f$$

که در آن T تناژ و f ضریب تصحیح توان (تلفات انرژی) است که معمولا بیش از ۱ است.

نوع مدار: باز یا بسته

- ➢ مدار بسته دارای دانه‌بندی محدودتر و میزان نرمه کمتر است.
- ➢ ظرفیت در مدار بسته بالاتر و مصرف انرژی کمتر ولی میزان سرمایه‌گذاری بالا است. برای کارخانه‌های کوچک از مدار باز استفاده می‌شود.
- ➢ تعداد مراحل و نوع مدار

- ✓ ظرفیت کمتر از ۲۵۰ تن در روز، سنگ‌شکنی در دو مرحله و مدار باز
- ✓ ظرفیت ۲۵۰ تا ۲۰۰۰ تن در روز، سنگ‌شکنی در دو مرحله و مرحله دوم در مدار بسته
- ✓ ظرفیت ۲۰۰۰ تا ۴۰۰۰ تن در روز، سنگ‌شکنی در دو یا سه مرحله و مراحل دوم و سوم در مدار بسته
- ✓ ظرفیت بیش از ۴۰۰۰ تن در روز، سنگ‌شکنی در سه مرحله و مراحل دوم و سوم در مدار بسته

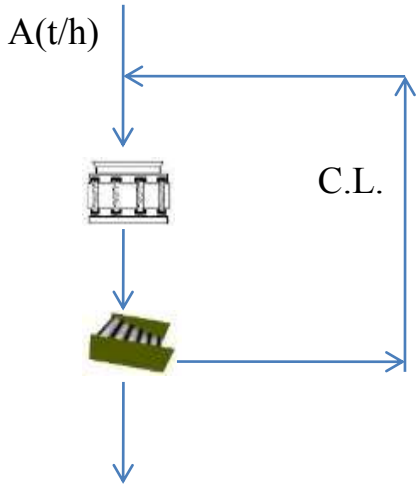
چون واحد سنگ‌شکنی در دو شیفت کار می‌کند لازم است که انبارهایی با ظرفیت حداقل یک شبانه روز در نظر گرفته شود.

محاسبه ظرفیت حقیقی سنگ‌شکن در مدار بسته

اگر A تن برساعت ورودی خوراک تازه به مدار باشد و R کسری از مواد ورودی به سرند باشد که به زیر آن می‌رود، تناژ کل ورودی به سنگ‌شکن (A_{total}) قابل محاسبه است:

$$(A + C.L.) \times R = A \quad \rightarrow \quad A + C.L. = \frac{A}{R}$$

$$(A + C.L.) = A_{total} \quad \rightarrow \quad A_{total} = \frac{A}{R}$$



استفاده از نسبت خردایش برای تعیین تعداد مراحل سنگ‌شکنی

- ✓ اگر قرار باشد سنگ معدنی با اندازه ۶۰۰ میلی‌متر (۸۰٪ عبوری) به ۱۲ میلی‌متر (۸۰٪ عبوری) رسانده شود، نسبت خردایش مورد نیاز برابر است با:

$$\text{Reduction Ratio} = \frac{600}{12} = 50$$

- ✓ حاصل ضرب نسبت کاهش مراحل باید برابر با ۵۰ باشد. در این حالت دو مرحله با نسبت کاهش‌های ۳ و ۴ کافی نخواهد بود و نیاز به یک مرحله دیگر می‌باشد.
- ✓ اگر سه مرحله خردایش به نسبت کاهش‌های ۳، ۴ و ۴/۱ انتخاب شود مناسب است چون ۴/۱ × ۴ × ۳ تقریباً برابر با ۵۰ است.

انتخاب سنگ‌شکن مرحله اول

- ✓ برای سنگ‌های سخت و ساینده سنگ‌شکن‌های فکی و ژیراتوری مناسب خواهند بود.
- ✓ برای دو سنگ‌شکن فکی و ژیراتوری با اندازه دهانه مساوی، ظرفیت سنگ‌شکن ژیراتوری ۲/۵ برابر سنگ‌شکن فکی و نسبت خردایش آن حدود ۲ برابر سنگ‌شکن فکی است.
- ✓ برای خوراک با ابعاد ۶۰ تا ۹۰ سانتی‌متر به دلیل برابری تقریبی قیمت، سنگ‌شکن ژیراتوری ترجیح داده می‌شود.
- ✓ برای کارخانه‌هایی که ظرفیت آن‌ها بیش از ۱۵۰۰ تا ۲۰۰۰ تن در ساعت است از سنگ‌شکن ژیراتوری استفاده می‌شود.
- ✓ در صورتی که سختی سنگ بالا نباشد و ابعاد خوراک خیلی بزرگ نباشد، از سنگ‌شکن ضربه‌ای می‌توان استفاده کرد.

انتخاب سنگ‌شکن مرحله دوم

- ✓ برای مرحله دوم زمانی که سنگ‌ها سخت و ساینده باشند، سنگ‌شکن مخروطی بهترین گزینه است.
- ✓ برای سنگ‌های نسبتاً سخت ولی ناهمگن می‌توان از سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای یا غلتکی استفاده کرد.
- ✓ مهم‌ترین امتیاز سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای دست‌یابی به نسبت خردایش بالا است .
- ✓ چون سنگ معدن چسبنده نمی‌تواند با سنگ‌شکن‌های ضربه‌ای یا غلتکی خرد شوند، معمولاً برای رفع چسبندگی با شستشوی ذرات آن‌ها بر روی سرند، ذرات ریز همراه این سنگ‌ها جدا شده و چسبندگی کاهش می‌یابد.

تعیین اندازه دهانه ورودی سنگ‌شکن‌ها

اندازه دهانه ورودی متناسب با درشت‌ترین قطعات موجود در خوراک تعیین می‌شود. اندازه دهانه ورودی باید به گونه‌ای انتخاب شود که اندازه بزرگ‌ترین قطعه خوراک مساوی یا کوچک‌تر از ۸۰ تا ۹۰ درصد اندازه دهانه ورودی باشد.

تعیین دانه‌بندی محصول تولید شده

یکی از روابطی که برای تعیین اندازه دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌ها به کار می رود، رابطه **Gaudin** است:

$$W_p = 100 \times (\frac{d}{D})^n$$

که در آن

Wp: درصد تجمعی عبوری

d :اندازه دهانه سرند

D: اندازه بزرگ‌ترین ذره

n : ثابت که برای سنگ‌شکن فکی ۰/۸۸ ، ژیراتوری ۰/۸۳ و برای مخروطی ۰/۸۷ است.

تعیین اندازه سنگ‌شکن‌های فکی

کلیات – سنگ‌شکن‌های فکی

- ✓ نسبت خرد کردن (ضریب خردکنندگی) واقعی: خارج قسمت بزرگ‌ترین ابعاد بار اولیه به بزرگ‌ترین ابعاد قطعات محصول خرد شده
- ✓ معمولاً نسبت خرد کردن از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$R = 0.85 \frac{D}{d}$$

که در آن:

D: فاصله دو فک در قسمت دهانه

d : فاصله دو فک در قسمت گلوگاه

- ✓ نسبت خرد کردن محاسباتی همواره از نسبت خرد کردن واقعی بزرگ‌تر است.
- ✓ نسبت خرد کردن در سنگ‌شکن‌های فکی بین ۴ تا ۶ در نظر گرفته می‌شود ولی در عمل بین ۲ تا ۳ می‌باشد.
- ✓ زاویه بین دو فک معمولاً بین ۲۲ تا ۲۷ درجه در حالت باز است.

ظرفیت سنگ‌شکن‌های فکی

✓ ظرفیت سنگ‌شکن‌های فکی از رابطه زیر (**Taggart**) محاسبه می‌شود:

$$T = k L d$$

که در آن:

T: ظرفیت سنگ‌شکن (تن بر ساعت)

L: عرض فک (اینچ)

d: فاصله بین دو فک در قسمت گلوگاه (اینچ)

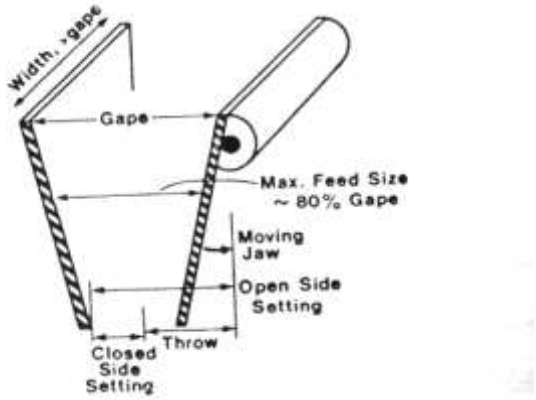
k: ضریب مشخصات سنگ شکنی و مواد (معمولاً ۰/۶)

✓ در رابطه **Taggart** وزن مخصوص، سختی، رطوبت و ضعف‌های ساختاری نادیده گرفته شده است.

✓ ظرفیت سنگ‌شکن فکی بر اساس مساحت دهانه نیز تعیین می‌شود. به عنوان مثال ظرفیت ۰/۱ تن بر ساعت به ازای هر اینچ مربع از مساحت دهانه ورودی

مشخصات سنگ‌شکن‌های فکی

وقتی که فاصله فک‌ها در قسمت گلوگاه به کمترین مقدار ممکن برسد، اصطلاحاً گلوگاه در حالت بسته (CSS) و وقتی این فاصله بیشترین مقدار خود را دارا باشد، اصطلاحاً گلوگاه در حالت باز(OSS) به آن اطلاق می‌شود (شکل ۵-۱).



شکل ۵-۱- مشخصات سنگ‌شکن‌های فکی

معمولاً دامنه نوسان فک متحرک در قسمت گلوگاه از یک سوم فاصله دو فک در حالت بسته تجاوز نمی‌کند.

✓ به طور کلی حدود ۶۵ درصد محصول خرد شده توسط سنگ‌شکن فکی دارای ابعادی کوچک‌تر از گلوگاه در حالت بسته و یا ۸۰ درصد آن دارای ابعاد کوچک‌تر از گلوگاه در حالت باز می‌باشد.

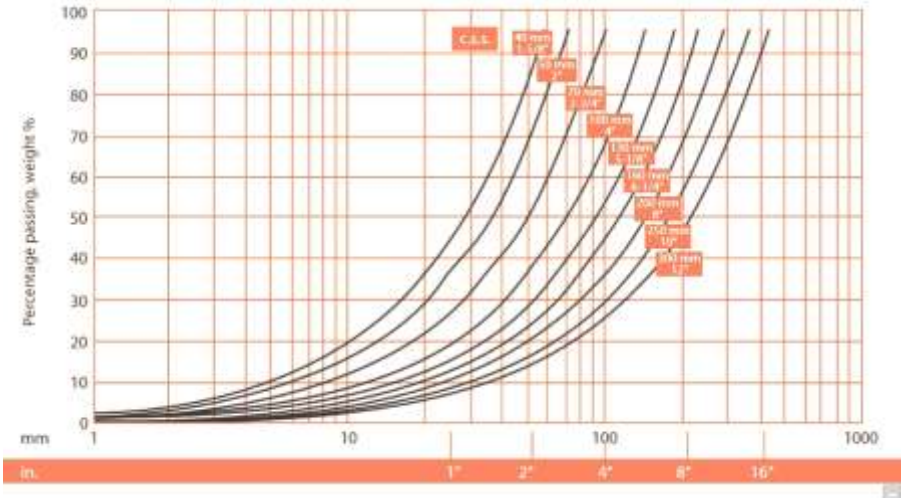
ظرفیت سنگ‌شکن‌های فکی برای سنگ معدنی با دانسیته توده‌ای ۲۷۰۰ کیلوگرم بر متر مکعب داده شده است (جدول ۵-۱).

جدول ۵-۱- ظرفیت سنگ‌شکن‌های فکی

		C80	C100	C96	C106	C116	C3054	C110	C125	C140	C145	C160	C200
Feed opending width mm (in)		800 (32)	1000 (40)	930 (37)	1060 (42)	1150 (45)	1375 (54)	1100 (44)	1250 (49)	1400 (55)	1400 (55)	1600 (63)	2000 (79)
Feed opening depth mm (in)		510 (20)	760 (30)	580 (23)	700 (28)	800 (32)	760 (30)	850 (34)	950 (37)	1070 (42)	1100 (43)	1200 (47)	1500 (59)
Power kW (HP)		75 (100)	110 (150)	90 (125)	110 (150)	132 (175)	160 (200)	160 (200)	160 (200)	200 (250)	200 (300)	250 (350)	400 (500)
Speed (rpm)		350	260	330	280	260	260	230	220	220	220	220	200
Product size mm (in)	Closed side setting mm (in)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)	Mtph (Stph)
0-30	20												
0-1 1/8	1/4												
0-35	25												
0-1 1/8	1												
0-45	30												
0-1 1/4	1 1/8												
0-60	40	55 - 75											
0-2 1/8	1 1/8	60 - 80											
0-75	50	65 - 95											
0-3	2	75 - 100											
0-90	60	80 - 110		105 - 135									
0-3 1/2	2 1/8	90 - 120		115 - 150									
0-105	70	95 - 135	125 - 175	125 - 155	150 - 185	165 - 205	210 - 270	160 - 220					
0-4 1/8	2 1/4	110 - 145	140 - 190	135 - 170	160 - 205	180 - 225	230 - 295	175 - 240					
0-120	80	110 - 150	145 - 200	140 - 180	165 - 215	180 - 235	240 - 300	175 - 245					
0-4 3/4	3 1/8	120 - 165	160 - 215	155 - 200	185 - 240	200 - 260	260 - 330	195 - 270					
0-135	90	125 - 175	160 - 220	160 - 200	190 - 235	205 - 255	260 - 330	190 - 275					
0-5 1/8	3 1/2	140 - 190	175 - 240	175 - 220	205 - 260	225 - 280	285 - 360	215 - 300					
0-150	100	140 - 190	180 - 250	175 - 225	205 - 265	225 - 285	285 - 365	215 - 295	245 - 335				
0-6	4	150 - 210	200 - 275	195 - 250	230 - 295	245 - 315	315 - 400	235 - 325	270 - 370				
0-185	125	175 - 245	220 - 310	220 - 280	255 - 325	270 - 345	345 - 435	260 - 360	295 - 405	325 - 445	335 - 465		
0-7	5	195 - 270	245 - 340	240 -310	280 - 360	295 - 380	375 - 480	285 - 395	325 - 445	355 - 490	370 - 510		
0-225	150	210 - 290	265 - 365	265 - 335	305 - 385	320 - 405	405 - 515	310 - 430	345 - 475	380 - 530	395 - 545	430 - 610	
0-9	6	230 - 320	290 - 400	290 - 370	335 - 428	350 - 450	445 - 565	340 - 470	380 - 525	420 - 580	435 - 600	475 - 670	
0-260	175	245 - 335	310 - 430	310 - 390	355 - 450	370 - 465	465 - 595	350 - 490	395 - 545	435 - 605	455 - 625	495 - 695	630 - 890
0-10	7	270 - 370	340 - 270	340 - 430	390 - 495	405 - 515	515 - 650	390 - 540	435 - 600	480 - 665	500 - 690	545 - 765	695 - 980
0-300	200		355 - 490		395 - 500	410 - 520	530 - 670	405 - 555	445 - 615	495 - 685	510 - 710	560 - 790	710 - 1000
0-12	8		390 - 535		445 - 560	460 - 580	580 - 740	445 - 610	490 - 675	545 - 750	565 - 780	615 - 870	780 - 1100
0-340	225								495 - 685	550 - 760	570 - 790	625 - 880	785 - 1105
0-13	9								545 - 750	605 - 835	630 - 870	685 - 965	860 - 1215
0-375	250								545 - 755	610 - 840	630 - 870	685 - 965	865 - 1215
0-15	10								600 - 830	670 - 925	695 - 960	755 - 1060	950 - 1340
0-410	275										690 - 950	745 - 1055	940 - 1320
0-16	11										760 - 1045	820 - 1160	1030 - 1455
0-450	300											815 - 1145	1015 - 1435
0-18	12											895 - 1260	1120 - 1575

دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌های فکی

اندازه محصول با توجه به فاصله دو فک در قسمت گلوگاه از منحنی‌های ارائه شده توسط سازندگان قابل تعیین است (شکل ۵-۲).



شکل ۵-۲- منحنی‌های دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن فکی

- ✓ در زمانی که اندازه دهانه خروجی ۷۰mm باشد، ۵۰ درصد از محصول دارای ابعادی بین ۴۰mm-۰ بوده یا این که ۱۰۰ درصد محصول دارای دانه‌بندی ۱۲۰mm-۰ می‌باشد.
- ✓ از آن جایی که سایش فک‌ها در نیمه پایینی فک‌ها بیشتر می‌باشد، در بعضی از سنگ‌شکن‌ها فک چند تکه ساخته می‌شوند تا امکان تعویض آن‌ها وجود داشته باشد.
- ✓ معمولاً سطح فک‌ها شیاردار (کنگره‌دار) ساخته می‌شود تا در هنگام اعمال نیرو به سنگ از لغزش آن در بین دو فک جلوگیری شود. از طرف دیگر، شیارها مانع از شکستن سنگ‌ها به صورت تخته‌ای شده و آن‌ها را به صورت چند وجهی می‌شکنند.

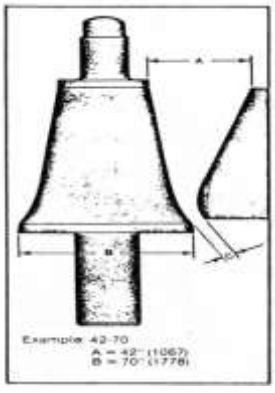
مقایسه فک مسطح با فک انحناءدار

- ✓ مزایای فک‌های انحناءدار: امکان کوچک‌تر تنظیم کردن گلوگاه خروجی، نسبت خردکنندگی بیشتر، ظرفیت بالاتر، سایش یکنواخت، کاهش خطر مسدود شدن گلوگاه (شکل ۵-۳).
- ✓ باید توجه داشت که با ایجاد انحناء در سطح فک‌ها، اندازه دهانه ورودی کاهش پیدا می‌کند.
- ✓ سایش آستر برای فک‌ها با فولاد منگنزدار بین ۱۵ تا ۲۰ گرم بر تن سنگ خرد شده است.

شکل ۵-۳- مقایسه فک مسطح و انحناءدار

تعیین اندازه سنگ‌شکن‌های ژیراتوری

- ✓ محصول تولید شده توسط سنگ‌شکن ژیراتوری دارای ابعاد یکنواخت‌تری نسبت به سنگ‌شکن فکی است.
- ✓ سنگ‌شکن ژیراتوری "۷۰×۴۲" عبارت است از سنگ‌شکنی که عرض دهانه آن ۴۲ اینچ و بیشترین قطر کلاهک خردکننده ۷۰ اینچ می‌باشد. C بیشترین فاصله بین واگرا (بدنه) و کلاهک خردکننده در قسمت خروجی است (شکل ۵-۴).
- ✓ حداکثر اندازه سنگ‌های ورودی به محفظه خردکننده ۸۰ تا ۸۵ درصد عرض دهانه ورودی است.



شکل ۵-۴- سنگ‌شکن ژیراتوری

- ✓ نسبت خرد کردن سنگ‌شکن‌های ژیراتوری ۶ تا ۹ می‌باشد ولی در عمل به ۴ تا ۵ محدود می‌شود.
- ✓ ظرفیت سنگ‌شکن‌های ژیراتوری از طریق رابطه تجربی زیر به دست می‌آید:

$$T = 0.75 \times d\ (L - \pi D)$$

که در آن:

T: ظرفیت سنگ شکن (تن بر ساعت)

D: فاصله بین واگرا و کلاهک خردکننده در دهانه ورودی (اینچ)

d: فاصله بین واگرا و کلاهک خردکننده در قسمت خروجی محصول (اینچ)

L: طول محیط دایره در قسمت دهانه ورودی سنگ‌شکن (اینچ)

ظرفیت سنگ‌شکن‌های ژیراتوری

ظرفیت سنگ‌شکنی برای دانسیته توده‌ای سنگ معدن پس از خردایش $1600 kg/cm^3$ (سنگ آهک) داده می‌شود (جدول ۵-۲).

جدول ۵-۲- ظرفیت سنگ‌شکن‌های ژیراتوری

Crusher Size A-B inch (mm)	Maximum Design Horsepower	CTR Shaft RPM	Gyra Per Min	ECC Throw inch (mm)	Open Side Discharge Setting - C inch (mm)								
					4 (100)	4 1/2 (115)	5 (125)	5 1/2 (140)	6 (150)	6 1/2 (165)	7 (180)	7 1/2 (190)	8 (205)
30-60 (762-1524)	250	450	190	3/4 (19)	470	580	690	780					
				7/8 (22)	570	680	820	950					
				1 (25)	640	780	930	1050					
				1 1/4 (32)	800	970	1170	1290					
42-70 (1067-1778)	400	600	160	1/4 (19)		690	750	820	880	960	1030	1100	
				1 (25)		910	1010	1110	1210	1320	1430	1550	
				1 1/8 (29)			1130	1240	1370	1500	1630	1770	
				1 1/4 (32)				1360	1460	1720	1860	2000	

- ✓ در سنگ‌شکن مدل "۴۲×۷۰" (A×B) هنگامی که میزان باز بودن گلوگاه ۱۵۰mm بوده و کورس چرخش خارج از محوری کلاهک خردکننده نیز ۲۵mm باشد، ظرفیت دستگاه ۱۲۱۰ t/h (تن کوچک) خواهد بود. اگر در همین دستگاه میزان باز بودن گلوگاه به ۱۹۰mm برسد، ظرفیت دستگاه ۱۵۵۰t/h خواهد رسید.
- ✓ در سنگ‌شکن‌های ژیراتوری حدود ۸۵ درصد از محصول دارای ابعادی کوچک‌تر از گلوگاه در حالت باز می‌باشد.

دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌های ژیراتوری

- ✓ دانه‌بندی محصول خرد شده علاوه بر میزان باز بودن گلوگاه به عواملی از قبیل وزن مخصوص، سختی و ضعف‌های ساختاری سنگ بستگی دارد.
- ✓ درصد محصول عبوری از سرند مربعی شکل به اندازه گلوگاه سنگ‌شکن در حالت باز بر حسب سختی سنگ خرد شده بستگی دارد (جدول ۵-۳).

جدول ۵-۳- ارتباط درصد محصول عبوری از سرند مربعی شکل (با اندازه گلوگاه سنگ‌شکن) و سختی سنگ

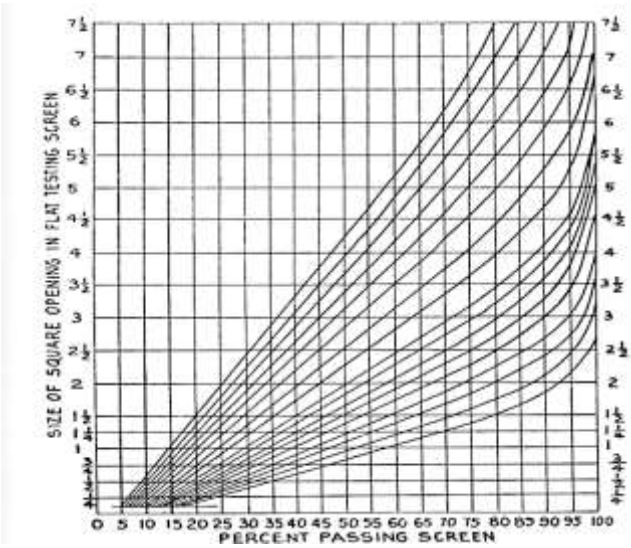
Work Index Guide	Material Characteristics	Run of Mine Quarry	Scalped Feed	
			Crusher Product Only	Crusher Product And Grizzly Through Recombined
6.0 – 10.0	Soft	90	85	88
	Soft (Spongy)	85	82	85

10.0 – 13.0	Average Average (Slabby)	90 85	85 82	85 85
13.0 - Up	Hard (Brittle) Hard (Tough) Hard (Slabby)	90 82 75	85 75 70	85 80 75

Feed material	Run of mine	Scalped	Scalped and recombined with fines
Limestone	90	85	88
Granite	82	75	80
Trap rock	75	70	75
ores	90	85	85

به عنوان مثال، اگر با سنگ‌شکن ژیراتوری مدل "۵۴×۷۵" که اندازه گلوگاه آن بر روی ۱۵۰mm تنظیم شده است، بخـواهیم سنگ معدن مس با اندیس کار ضربه ای ۱۲kWh/tرا خرد نماییم، می‌توان پیش‌بینی کرد که ۸۵ درصد محصول خـرد شـده دارای ابعادی کوچک‌تر از ۱۵۰mm خواهد بود.

دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌های ژیراتوری بر حسب اندازه گلوگاه (باز) و درصد محصول عبوری از سرند به اندازه گلوگـاه در شکل ۵-۵ آورده شده است.



شکل۵-۵- دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن ژیراتوری

مثال:

تعیین دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن ژیراتوری

- برای استفاده از این دسته منحنی‌ها، ابتدا از محور عمودی اندازه دهانه گلوگاه مورد نظر انتخاب می‌شود. به عنوان مثال دهانه ۶in (۱۵۰mm). از محور افقی درصد عبوری از سرندی با دهانه مربعی به اندازه معادل گلوگاه (مثلاً ۹۰ درصد) انتخاب می‌شود. محل تلاقی این دو، نشان‌گر منحنی توزیع دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن است.
- برای مثال بالا از طریق منحنی مربوط، به توزیع دانه‌بندی محصول زیر می‌توان دست یافت. (نزدیک‌ترین منحنی در نظر گرفته می‌شود یا میان‌یابی می‌شود.)

اندازه (اینچ) – چشمه مربعی	۷/۵	۶/۵	۵	۳/۵	۲/۵	۲	۱	۰/۷۵
درصد عبوری	۹۹	۹۵	۸۰	۶۰	۴۵	۳۷	۲۲	۱۷

تعیین تناژ سنگ‌شکن ثانویه

در صورتی که لازم باشد از سنگ‌شکن ثانویه برای خرد کردن ذرات بزرگ‌تر از ۲ اینچ استفاده شود، می‌توان از روی منحنی میزان ذرات کوچک‌تر از ۲ اینچ را به دست آورد. در این حالت ۳۷ درصد است.

این بدین معناست که ۶۳ درصد مواد بزرگ‌تر از ۲ اینچ خواهد بود. به ازای ۱۰۰ تن بر ساعت خوراک‌دهی به سنگ‌شکن ژیراتوری ۶۳ تن بر ساعت به سنگ‌شکن ثانویه خوراک‌دهی خواهد شد.

- ✓ انرژی مصرفی
- ✓ توان مصرفی یا توان‌کشی نشانی از میزان کار انجام شده بر روی سنگ در واحد زمان است.
- ✓ کارآیی دستگاه بر توان‌کشی کلی سنگ‌شکن تأثیرگذار است ولی کار انجام شده بر سنگ مستقل از روش سنگ‌شکنی است.
- ✓ رابطه باند جهت محاسبه توان مورد نیاز برای سنگ معدنی با اندیس کار سنگ‌شکنی معینی (W_i) به کار می‌رود.

$$W = 13.4\, W_i \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}}\right)$$

W: انرژی لازم بر حسب اسب بخار ساعت بر تن(Power/t/h)

Wi: اندیس کار باند سنگ‌شکن (kWh/t)

P: اندازه ۸۰ درصد عبوری محصول (میکرون)

F: اندازه ۸۰ درصد عبوری خوراک (میکرون)

در صورتی که F در دسترس نباشد، تجربه نشان داده که مقدار آن تقریباً ۰/۵ تا ۰/۶۷ اندازه دهانه ورودی سنگ‌شکن است.

محاسبه توان برای سنگ‌شکن ژیراتوری

P از طریق منحنی‌های مربوط به دامنه دانه‌بندی محصول با توجه به اندازه گلوگاه تعیین می‌شود.

توان کل مورد نیاز برابر است با:

$$P_{total} = capacity \times W \times CF$$

که در آن CF ضریب تصحیح است که معمولاً بزرگتر از ۱ در نظر گرفته می‌شود.

مثال:

فرض کنید سنگ‌شکن "۵۴×۷۵" (۱۳۷۲×۱۹۰۵mm) با کورس چرخش خارج محوری کلاهک خردکننده ۳۲mm و اندازه گلوگاه ۶inch برای خردایش سنگ معدنی با اندیس کار ضربه‌ای ۱۱ کیلو وات ساعت بر تن انتخاب شده باشد. توان کل مورد نیاز را تعیین کنید.

حل: ظرفیت این سنگ‌شکن ۱۵۳۰ تن بر ساعت با حداکثر توان طراحی ۵۰۰ اسب بخار خواهد بود.

- تخمین F:

$$F = \frac{2}{3} \times 1372 = 915\ mm$$

- با استفاده از جدول مربوط به اندیس کار ضربه‌ای، درصد عبوری از سرند با دهانه مربعی به اندازه معادل گلوگاه ۶ اینچ برابر است با ۹۰ درصد.

- با استفاده از منحنی توزیع دانه‌بندی مربوط به گلوگاه ۶ اینچ، اندازه ۸۰ درصد عبوری محصول (P) برابر با ۱۲۷mm خواهد بود.

- مقدار انرژی برابر است با:

$$W = 13.4 \times 11 \times \left(\frac{1}{\sqrt{127000}} - \frac{1}{\sqrt{914000}}\right) = 0.259\ hp/t/h$$

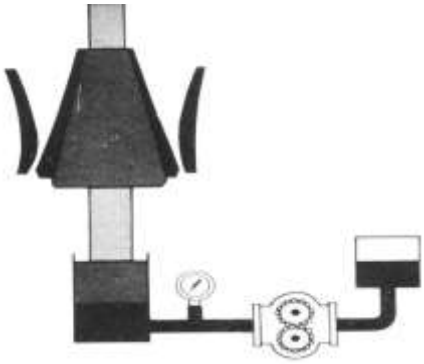
$$P_{total} = 1530 \times 0.259 \times 1.2 = 477\ hp$$

این مقدار کمتر از حداکثر توان اسمی دستگاه است.

کنترل سنگ‌شکن‌های ژیراتوری

- ✓ دانه‌بندی محصول با بالا و پایین بردن محور اصلی که باعث کاهش و افزایش فاصله واگرا و کلاهک در قسمت گلوگاه سنگ‌شکن می‌شود تا حدودی قابل تغییر است. در مدل‌های قدیمی این کار با چرخاندن واگرا انجام می‌شود.
- ✓ یک سیستم هیدرولیکی شامل یک پیستون که در زیر محور اصلی قرار دارد می‌تواند دهانه خروجی سنگ‌شکن را به صورت متناوب در موقعیت مورد نظر تنظیم نماید.

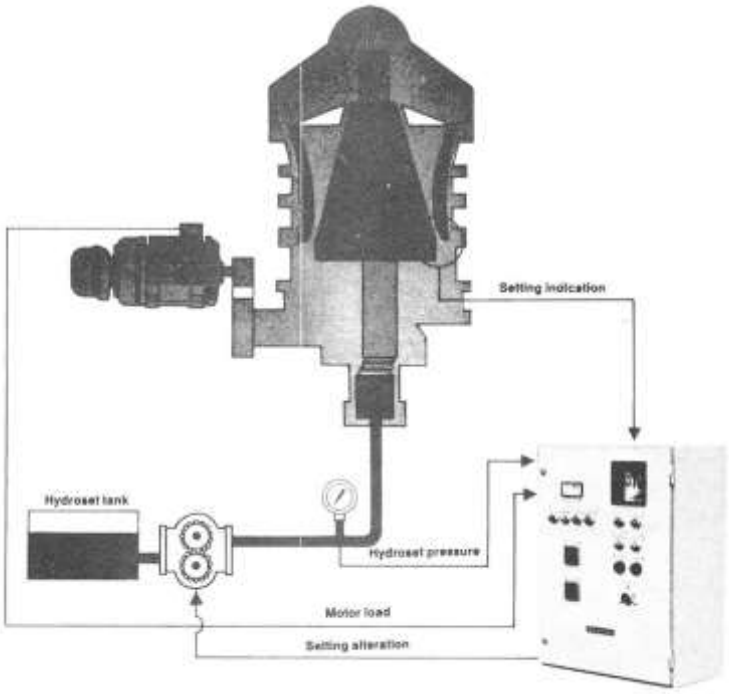
در صورتی که یک قطعه غیرقابل شکست (یک تکه آهن) در داخل محفظه سنگ‌شکن گیر کند، این سیستم هیدرولیک به صورت اتوماتیک محور اصلی را پایین آورده و با باز کردن گلوگاه قطعه مورد نظر خارج می‌شود (شکل ۵-۶).



شکل ۵-۶- کنترل سیستم هیدرولیک در سنگ‌شکن ژیراتوری

کنترل تمام اتوماتیک سنگ‌شکن‌های ژیراتوری

- ✓ در سیستم‌های غیراتوماتیک در زمانی که سایش در سطوح واگرا از حد معینی بیشتر باشد، مراقبت‌کار دستگاه باید عمل تنظیم مجدد را انجام دهد.
- ✓ در سیستم اتوماتیک، نقطه مطلوب دهانه یک بار وارد می‌شود و دستگاه همواره با اندازه‌گیری موقعیت، محور را طوری تنظیم می‌کند که میزان دهانه گلوگاه با سایش سطوح، ثابت باقی بماند.



شکل ۵-۷- کنترل تمام اتوماتیک سنگ‌شکن ژیراتوری

شاخص انتخاب بین سنگ‌شکن ژیراتوری و فکی

- ✓ زمانی که تناژ کم ولی ابعاد سنگ‌ها بزرگ باشند، سنگ‌شکن فکی اقتصادی‌تر خواهد بود.
- ✓ در صورتی که تناژ بالا باشد و یا در تناژهای پایین سنگ‌هایی که قرار است خرد شوند کوچک باشند، استفاده از سنگ‌شکن ژیراتوری ترجیح داده می‌شود.
- ✓ رابطه زیر توسط Taggart برای انتخاب نوع سنگ‌شکن پیشنهاد شده است:

$$\frac{T}{D^2} \langle 0.155 \quad \Rightarrow \text{Jaw crusher}$$

$$\frac{T}{D^2} \rangle 0.155 \quad \Rightarrow \text{Gyratory crusher}$$

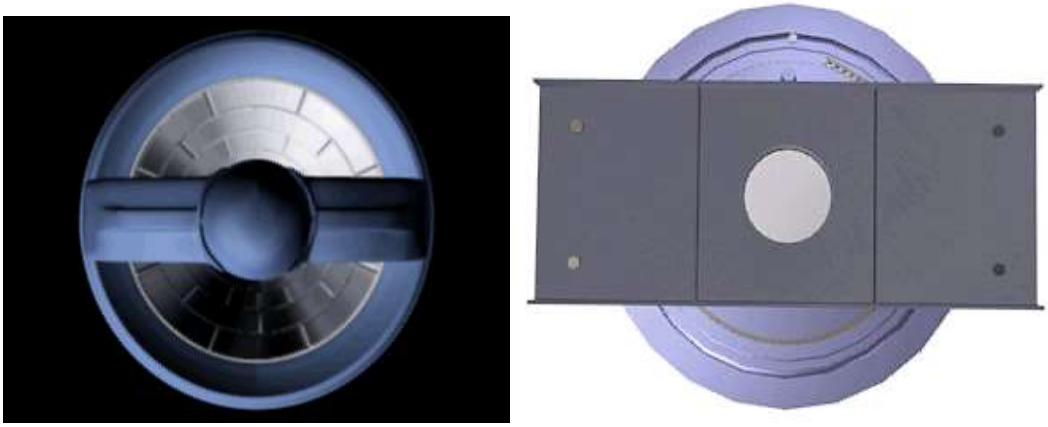
که در آن:

T: تناژ ورودی بر حسب تن بر ساعت

D: فاصله دهانه سنگ‌شکن بر حسب اینچ

تعیین اندازه سنگ‌شکن‌های مخروطی

مقایسه نحوه کار سنگ‌شکن مخروطی و ژیراتوری

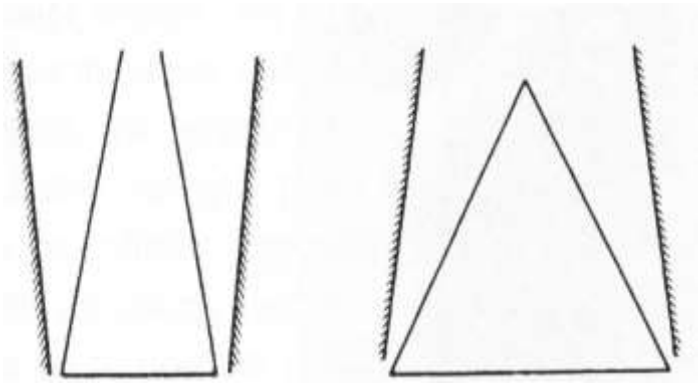


مخروطی ژیراتوری

شکل ۵-۸- سنگ‌شکن‌های مخروطی و ژیراتوری

کلیات

- ✓ سنگ‌شکن‌های مخروطی در مقایسه با سنگ‌شکن‌های ژیراتوری سرعت بالاتری دارند و محفظه خردکننده آن‌ها صاف بوده که باعث افزایش ظرفیت و نسبت خردایش می‌شود. شباهت سنگ‌شکن‌های ژیراتوری با مخروطی باعث شده که آن‌ها نوعی سنگ‌شکن ژیراتوری به حساب آیند (شکل ۵-۹).

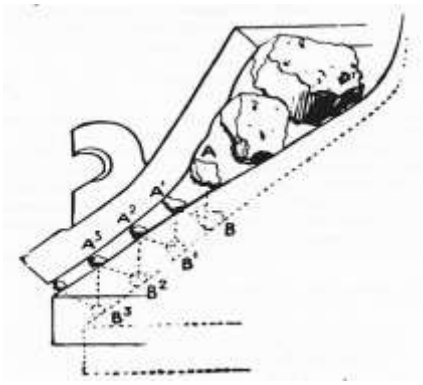


شکل ۵-۹- شباهت سنگ‌شکن ژیراتوری با مخروطی

- ✓ در سنگ‌شکن‌های ژیراتوری سطح واگرا به شکل یک مخروط می‌باشد که رأس آن در پایین محفظه خردکننده سنگ‌شکن قرار دارد. در صورتی که در سنگ‌شکن‌های مخروطی، سطح لایه استحکامی انحنای داخلی بدنه به شکل مخروطی می‌باشد که رأس آن در بالای محفظه خردکننده سنگ‌شکنی قرار دارد.

در سنگ‌شکن مخروطی معمولاً محور اصلی در قسمت فوقانی فاقد تکیه‌گاه بوده و چنین سنگ‌شکنی به نوع "محور اصلی با یک سر آزاد" نیز معروف می‌باشد.

در این نوع سنگ‌شکن مواد بیشتر در محفظه باقی می‌مانند و در نتیجه کار بیشتری روی آن‌ها انجام می‌شود (شکل ۵-۱۰).



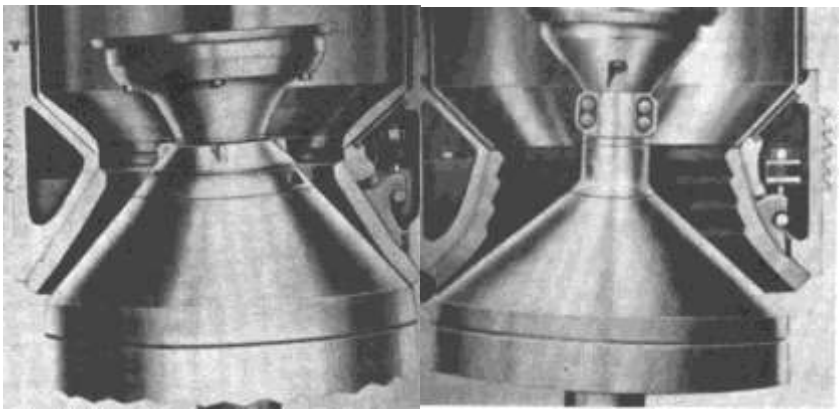
شکل ۵-۱۰- محفظه سنگ‌شکن مخروطی

تعداد دفعاتی که سنگ در محفظه ضربه خواهد خورد به اندازه و نوع ذرات، شکل محفظه، سرعت و کورس چرخش خارج از محوری کلاهک بستگی دارد.

سنگ‌شکن‌های مخروطی عموماً با اندازه قطر محور خردکننده (مخروط) شناخته می‌شوند. به عنوان مثال سنگ‌شکن مدل "۸۴ × ۱۰" اشاره به سنگ‌شکنی دارد که قطر محور آن ۸۴ اینچ است و تا ذرات خوراک با اندازه ۱۰ اینچ را می‌تواند قبول کند.

انواع سنگ‌شکن‌های مخروطی

سنگ‌شکن‌های مخروطی به استاندارد و یا مخروطی سرکوتاه تقسیم می‌شوند (شکل ۵-۱۱).

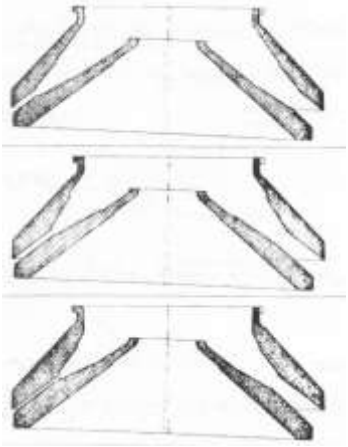


سرکوتاه　　استاندارد

شکل ۵-۱۱- انواع سنگ‌شکن‌های مخروطی

انواع محفظه‌های سنگ‌شکن‌های مخروطی

با توجه به نوع پوشش، سنگ‌شکن‌ها به درشت، متوسط و ریز تقسیم می‌شوند (شکل ۵-۱۲).



شکل ۵-۱۲- انواع پوشش محفظه سنگ‌شکن‌های مخروطی

مشخصات سنگ‌شکن‌های مخروطی

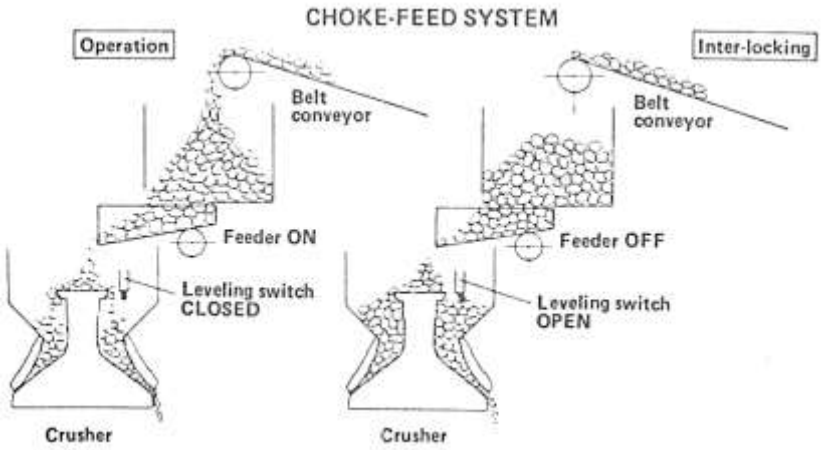
- ✓ اندازه ورودی از ۵/۷ تا ۶۳/۵ سانتی‌متر بسته به اندازه سنگ‌شکن متغیر است. نسبت خردایش معمولاً ۳ و به ندرت بیش از ۵ است.
- ✓ در صورتی که دهانه محفظه خردایش کوچک انتخاب شود، ظرفیت کاهش خواهد یافت. در صورتی که دهانه بزرگ‌تر انتخاب شود ذرات فقط در بخش پایین دستگاه خرد خواهند شد که این منجر به سایش و مصرف انرژی زیاد و در نهایت کاهش ظرفیت می‌گردد.
- ✓ معمولاً سنگ‌شکنی ثانویه با ظرفیت مدار باز و سنگ‌شکن‌های ثالثیه با ظرفیت مدار بسته مشخص می‌شوند.

عوامل مؤثر بر کارآیی سنگ‌شکن مخروطی

- ✓ چرخش بر دقیقه: تعداد چرخش بر دقیقه باید طوری باشد که هر ذره به طور متوسط قبل از خروج ۴ تا ۵ ضربه بخورد.
- ✓ کورس: میزان کلی حرکت محور خردکننده در یک سیکل سنگ‌شکنی. این عامل به سرعت سنگ‌شکنی و طول محور بستگی دارد.
- ✓ نسبت خردایش: نسبت خردایش به محدودیت طول محفظه سنگ‌شکن با توجه به طرح آن بستگی دارد.
- ✓ شیب محفظه خردکنی: سرعت حرکت مواد با شیب محفظه کنترل می‌شود. با افزایش شیب باید سرعت چرخش بیشتر گردد تا ضربات کافی به سنگ قبل از خروج داده شود.
- ✓ در سنگ‌شکن‌های مخروطی حجم سنگ‌های انتقال یافته در حین حرکت کلاهک خردکننده در هر موقعیت عمودی، در محفظه سنگ‌شکنی با طول کورس کلاهک خردکننده ارتباط مستقیم دارد.

کنترل میزان سنگ ورودی به محفظه خردکننده سنگ‌شکن مخروطی

در صورتی که دبی سنگ‌های ورودی به سنگ‌شکن از حد مجاز تجاوز کند، نوار نقاله ورودی متوقف می‌شود (شکل ۵-۱۳).

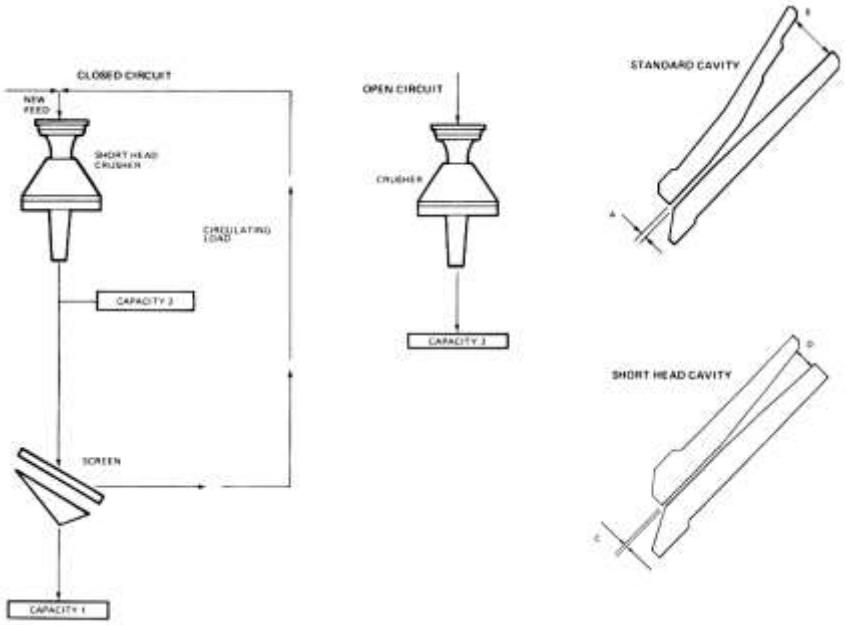


شکل ۵-۱۳- سیستم کنترل در سنگ‌شکن مخروطی

برای توزیع یکنواخت سنگ‌ها در اطراف محفظه خردکننده و جلوگیری از ورود سنگ‌های درشت‌تر از یک حد مجاز، صفحه‌ای به شکل یک فلانچ لبه‌دار نصب می‌شود.

ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی

ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی معمولاً برای سنگ معدنی با دانسیته توده‌ای ۱۶۰۰ کیلوگرم بر متر مکعب داده می‌شود (جدول ۵-۴). بر حسب نوع سنگ‌شکن و محفظه، اندازه دهانه ورودی و گلوگاه و نوع مدار ظرفیت سنگ‌شکن مشخص می‌شود (شکل ۵-۱۴).



شکل ۵-۱۴- شرایط مختلف کاربرد سنگ‌شکن مخروطی

جدول ۵-٤- ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد در مدار باز

Table 24. Capacities of Symons Standard Cone Crushers—Open-Circuit Operations

Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting A, in.	Feed opening with minimum recommended discharge setting A: B, Closed side, in.	Feed opening with minimum recommended discharge setting A: B, Open side, in.	Capacities in tons (2,000 lb) per hour passing through the crusher at indicated discharge setting A: ¼ in. (6 mm)	⅜ in. (10 mm)	½ in. (13 mm)	⅝ in. (16 mm)	¾ in. (19 mm)	⅞ in. (22 mm)	1 in. (25 mm)	1¼ in. (32 mm)	1½ in. (38 mm)	2 in. (51 mm)	2½ in. (64 mm)
2 ft	Fine	¼	2¼	2¾	18	20	25	30	35	40	45	50	60		
	Coarse	⅜	3¼	3¾		20	25	30	35	45	50	60	75		
	Extra coarse	½	3½	4			25	30	40	50	55	70	80		
3 ft	Fine	⅜	3⅜	4⅛		40	50	60	70	75	80				
	Coarse	½	4⅜	5$^{11}/_{16}$			50	60	75	90	100	120	140		
	Extra coarse	¾	6⅛	7½					75	90	100	120	140		
4800	Fine	⅜	5	5⅝		70	90	110	130	140	150	170			
	Medium	½	6⅛	6¾			100	110	140	150	175	200	220		
	Coarse	¾	7⅜	8¼					145	165	190	220	270	320	
	Extra coarse	¾	8$^{15}/_{16}$	9¾					145	175	200	230	280	330	
5100	Fine	½	4½	5⅝			120	140	150	160	175	200			
	Medium	⅝	7⅜	8¼				140	175	195	190	240	265		
	Coarse	¾	9	10					175	210	225	265	325	385	
	Extra coarse	1	10⅜	11¼							240	275	335	395	
5½ ft	Fine	⅝	7⅛	7¾				180	200	235	275	300	350		
	Medium	⅞	8⅝	9½						275	300	375	400	450	
	Coarse	1	9⅞	10⅞							300	375	450	500	700
	Extra coarse	1½	13½	14½									450	500	800
7 ft	Fine	¾	10	11					370	400	500	620	750		
	Medium	1	11½	12¾						500	600	750	800	1100	
	Coarse	1¼	13½	14⅞								750	850	1200	1400
	Extra coarse	1½	16¾	18⅛									850	1200	1400
10 ft	Fine	⅞	12½	14						900	1300	1650			
	Medium	1	15½	17							1400	1650	1800		
	Coarse	1½	18½	20									1900	2500	3000
	Extra coarse	1½	24½	26									1900	2500	3000

مثال:

ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد (مدار باز)

- ✓ برای سنگ‌شکن مخروطی استاندارد که معمولاً در مدار باز به کار می‌رود. اگر قطر سنگ‌شکن ۵/۵ فوت باشد و نوع محفظه متوسط با دهانه گلوگاه ۱ اینچ تناژ چه مقدار خواهد بود.
- ✓ حل: تناژ سنگ‌شکنی ۳۰۰ تن (کوچک) بر ساعت خواهد بود.

جدول ۵-۵- ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی سرکوتاه در مدار باز و بسته

Table 25. Capacities of Symons Short-Head Cone Crushers—Open-Circuit and Closed-Circuit Operations

Size	Cavity	Minimum discharge setting C	Feed opening D at min. discharge setting C: D closed side, in.	Feed opening D at min. discharge setting C: D open side, in.	Effective square opening of screen cloth on closed circuit screen: ⅝ in.			½ in.			⅜ in.			¼ in.			⅜ in.			½ in.			¾ in.			1 in.		
					Closed side setting in starred rows, recommended to control the circulating load in closed circuit operation, normally less than closed circuit screen opening. Capacity 1: Net finished product (screen undersize) Capacity 2: Total tph passing through crusher, net finished product plus circulating load. Capacity 3: Approximate tph passing through crusher in open circuit operation.																							
					1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2	3
2 ft	Fine	¼	¾	1¾	* ⅛"	¼"			⅜"			¼"			⅜"			½"											
					10	20	19	13	26	23	15	28	25	25	30	26	30	40	35										
	Coarse	⅜	1½	2	* ⅜"	⅜"			⅜"			½"			½"			⅝"										
					10	26	23	13	26	23	15	28	25	25	40	34	35	45	40										
3 ft	Fine	⅛	½	1⅝	* ⅛"	¼"			⅜"			½"			⅝"			¾"										
					20	50	48	30	58	54	40	60	58	55	75	64	60	80	70	65	85	80							
	Medium	¼	1	2	* ⅛"	⅜"			⅜"			½"			¾"			½"			⅝"			¾"			100	
					20	50	48	30	60	58	40	62	60	55	80	70	60	90	77	70	95	80	80	100	85				
	Coarse	½	2	3				* ¼"	½"			¾"			⅞"			½"			⅝"			¾"				
								35	75	68	45	75	68	60	80	77	90	105	95	75	110	100	100	120	105				
4800	Fine	3/16	1⅞	3	* ⅛"	⅜"			½"			¾"			⅞"			½"										
					30	80	72	40	80	72	55	90	81	85	120	102	100	130	111										
	Medium	5/16	2½	3½							* ¼"	½"			⅞"			½"			⅝"			¾"				
											65	105	95	85	130	111	100	130	115	125	145	135	150	180	165				
	Coarse	⅓	2⅝	4										* ⅜"	⅞"			½"			⅝"			⅞"				
														90	135	115	115	175	149	145	200	170	170	210	180				
5100	Fine	5/16	1⅛	2½	* ⅛"	⅜"			⅜"			½"			⅝"			½"										
					45	100	90	55	100	90	80	110	99	105	150	128	125	160	136										
	Medium	5/16	1⅝	3	* ⅛"	⅜"			½"			½"			⅝"			½"			⅝"			¾"				
					45	105	92	55	120	108	80	120	108	105	160	136	125	170	145	150	180	155							
	Coarse	5/16	2⅝	4							* ⅜"	5/16"			⅝"			½"			⅝"			¾"			¾"	
											80	130	115	110	165	140	140	205	175	175	240	192	200	240	210				
	Extra coarse	⅜	4⅜	5½													* 140	⅝" 210	180	175	⅝" 240	200	200	¾" 250	220				
5½ ft	Fine	5/16	1⅜	2¾	* ⅛"	⅜"			½"			½"			⅝"			½"										
					65	130	124	90	130	124	135	200	180	175	230	196	210	240	204										
	Medium	¼	2⅛	3⅛				* 90	⅜" 165	155		½" 200	180		⅝" 230	196	210	½" 250	213	245	⅝" 270	216	280	¾" 300	240				
	Coarse	⅜	3¾	5¼							* 140	⅝" 210	220	175	⅝" 250	220	220	½" 310	280	250	⅝" 350	300	320	⅞" 360	320				
	Extra coarse	½	6	7¼										* 175	½" 260	230	230	⅝" 350	290	250	⅝" 350	305	320	⅞" 360	325				
7 ft	Fine	3/16	2	3¾	* ⅛"	⅜"			¼"			⅜"			½"			⅞"			⅞"								
					120	240	230	160	240	230	280	390	350	315	435	390	360	450	383	420	500	400							
	Medium	⅜	3⅛	5⅝							* 280	⅜" 430	385	315	⅜" 440	396	360	½" 500	425	420	½" 550	470	500	⅝" 570	520				
	Coarse	½	5	7										* 315	½" 500	468	360	½" 500	468	450	½" 550	500	550	⅝" 600	560				
	Extra coarse	⅝	6⅛	8⅛													* 360	⅝" 620	510	450	⅝" 620	510	550	⅝" 650	600				
10 ft	Fine	¼	3	5							* 500	⅛" 800	720	670	7/16" 1000	850	850	7/16" 1100	935	900	⅝" 1200	960	1150	⅝" 1450	1160				
	Medium	½	4	6										* 670	⅜" 1000	850	850	7/16" 1100	935	900	⅝" 1200	960	1150	⅝" 1450	1160				
	Coarse	⅝	7	9													* 850	7/16" 1100	935	950	⅝" 1300	1040	1250	⅝" 1550	1350				
	Extra coarse	¾	8	10																* 950	⅝" 1300	1040	1250	⅝" 1550	1400				

For open circuit operation: Capacities shown in column listed as "Capacity 3" list the capacities of all size short-head crushers in tons per hour passing through crusher. Recommended closed side setting for each crusher size and type of cavity is listed from left to right.
For closed circuit operation: Column listed as "Capacity 1" shows capacity at various settings of each size. Crusher to produce a net finished product passing the effective square opening of the screen.
Crushing cavity Selection: For preliminary selection of crushing cavity, proposed feed grading top size should pass a square opening not to exceed 90% of D dimension at open side.
Note: Capacities shown in column listed as "Capacity 2" are provided to assist in the proper sizing of conveyors, feeders, and screens. These capacities are based on an average screen efficiency of 90%. See Fig. 31 for nomenclature used in table. After Rexnord, Inc.

مثال:

ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی سرکوتاه

تناژ و بار در گردش سنگ‌شکن مخروطی با قطر ۷ فوت و محفظه درشت را برای حالتی که مدار بسته و دهانه گلوگاه و اندازه سرند به ترتیب ۰/۵ اینچ و ۰/۶۲۵(۵/۸) اینچ باشد را به دست آورید.

حل:

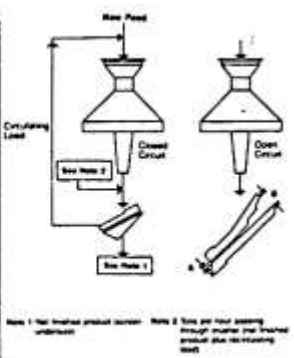
تناژ محصول ۳۶۰ تن بر ساعت و تناژ بار در گردش ۱۴۰ تن بر ساعت.

جدول ۵-۶- ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی استاندارد در مدار باز و بسته

STANDARD SYMONS CONE CRUSHERS — CAVITIES • FEED OPENINGS • PRODUCT SIZES • CAPACITIES

OPEN CIRCUIT — CAPACITIES IN TONS (2000 LB) PER HOUR PASSING THROUGH THE CRUSHER AT INDICATED DISCHARGE SETTING "A"

Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting A	Feed opening with min. recommended discharge setting A: B Closed side	B Open side	1/4" (6mm)	3/8" (9mm)	1/2" (13mm)	5/8" (16mm)	3/4" (19mm)	7/8" (22mm)	1" (25mm)	1-1/4" (31mm)	1-1/2" (38mm)	2" (51mm)	2-1/2" (64mm)
2 Ft. (600mm)	Fine	¼" (6mm)	2¼" (57mm)	2¾" (72mm)	18	20	25	30	35	40	45	50	60		
	Coarse	⅜" (9mm)	3¼" (83mm)	4" (106mm)		20	25	30	35	45	50	60	75		
	Extra Coarse	½" (13mm)	4" (102mm)	4¾" (109mm)			25	30	40	50	55	70	90		
3 Ft. (900mm)	Fine	⅜" (9mm)	3¼" (83mm)	4¼" (102mm)		50	65	80	80	100	120				
	Coarse	½" (13mm)	6¼" (159mm)	7" (175mm)			85	80				130	160		
	Extra Coarse	1" (25mm)	6¼" (163mm)	7¼" (178mm)								130	160		
4 Ft. (1200mm)	Fine	¾" (9mm)	5" (127mm)	5¼" (131mm)		70	100	120	140	155	170	195			
	Medium	½" (13mm)	6¼" (156mm)	6¼" (156mm)			110	130	150	180	200	220			
	Coarse	¾" (19mm)	7¼" (178mm)	7¾" (191mm)					155	175	200	220	270	340	
	Extra Coarse	1" (25mm)	9¼" (231mm)	10" (250mm)					155	175	210	230	280	350	
4½ Ft. (1375mm)	Fine	½" (13mm)	4¾" (109mm)	5¼" (137mm)			120	140	160	170	180	200			
	Medium	⅝" (16mm)	7¼" (168mm)	8¼" (210mm)				145	175	180	220	250	280		
	Coarse	¾" (19mm)	8¼" (216mm)	9¼" (241mm)					180	215	240	275	325	385	
	Extra Coarse	1" (25mm)	9¼" (236mm)	10¼" (253mm)							250	300	335	395	
5½ Ft. (1650mm)	Fine	⅝" (16mm)	7¼" (186mm)	8¼" (209mm)				200	225	250	285	325	360		
	Medium	¾" (22mm)	8¼" (213mm)	9¼" (241mm)							320	370	420	480	
	Coarse	1" (25mm)	9¼" (241mm)	10¼" (269mm)							330	390	460	500	700
	Extra Coarse	1¼" (38mm)	13¼" (337mm)	14¼" (368mm)									475	525	750
7Ft. HD (2100mm)	Fine	½" (19mm)	10¼" (253mm)	11¼" (278mm)					420	450	550	680	800		
	Medium	1" (25mm)	12¼" (303mm)	13¼" (334mm)							670	800	890	1100	
	Coarse	1¼" (31mm)	13¼" (334mm)	14¼" (368mm)								870	930	1200	1400
	Extra Coarse	1½" (38mm)	16¼" (425mm)	18¼" (460mm)									870	1300	1500
7 FT. SHD					CONSULT FACTORY				FOR CAPACITIES						



CLOSED CIRCUIT — CAPACITIES IN TONS (2000 LB) PER HOUR BASED ON CLOSED CIRCUIT OPERATION

Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting A	Feed opening with min. recommended discharge setting A: B Closed side	B Open side	Effective square openings on circuit: 1/4" (6mm)	3/8" (10mm)	1/2" (13mm)	5/8" (16mm)	3/4" (19mm)	7/8" (22mm)	1" (25mm)	1¼" (31mm)	1½" (38mm)	2" (50mm)	2½" (63mm)	Throughput Tonnage
2 Ft. (600mm)	Fine	¼" (6mm)	2¼" (57mm)	2¾" (72mm)	18	20	12	24	16	28						30
	Coarse	⅜" (9mm)	3¼" (83mm)	3¾" (95mm)			12	24	16	28						
	Extra Coarse	½" (13mm)	4" (100mm)	4¾" (109mm)												
3 Ft. (900mm)	Fine	⅜" (9mm)	3¼" (83mm)	4¼" (102mm)			35	65	40	70						100
	Coarse	½" (13mm)	6¼" (159mm)	7" (175mm)												
	Extra Coarse	1" (25mm)	6¼" (163mm)	7¼" (178mm)												
4 Ft. (1200mm)	Fine	¾" (9mm)	5" (127mm)	5¼" (131mm)			50	95	55	95						150
	Medium	½" (13mm)	6¼" (156mm)	6¼" (156mm)												
	Coarse	¾" (19mm)	7¼" (178mm)	7¾" (191mm)												
	Extra Coarse	1" (25mm)	9¼" (231mm)	10" (250mm)												
4½ Ft. (1375mm)	Fine	½" (13mm)	4¾" (109mm)	5¼" (137mm)												200
	Medium	⅝" (16mm)	7¼" (186mm)	8¼" (210mm)												
	Coarse	¾" (19mm)	8¼" (216mm)	9¼" (241mm)												
	Extra Coarse	1" (25mm)	9¼" (236mm)	10¼" (253mm)												
5½ Ft. (1650mm)	Fine	⅝" (16mm)	7¼" (186mm)	8¼" (209mm)												300
	Medium	¾" (22mm)	8¼" (213mm)	9¼" (241mm)												
	Coarse	1" (25mm)	9¼" (241mm)	10¼" (269mm)												
	Extra Coarse	1¼" (38mm)	13¼" (337mm)	14¼" (368mm)												
7Ft. HD (2100mm)	Fine	½" (19mm)	10¼" (253mm)	11¼" (278mm)												400
	Medium	1" (25mm)	12¼" (303mm)	13¼" (334mm)												
	Coarse	1¼" (31mm)	13¼" (334mm)	14¼" (368mm)												
	Extra Coarse	1½" (38mm)	16¼" (425mm)	18¼" (460mm)												
7 FT. SHD					CONSULT FACTORY				FOR CAPACITIES							500

مثال:

ظرفیت سنگ‌شکن‌های مخروطی

در انتخاب اندازه دهانه در حالت باز باید توجه کرد که بزرگ‌ترین اندازه ذرات حداکثر باید ۹۰٪ آن باشد.

مثال:

اگر قرار باشد محصول سنگ‌شکن مخروطی استاندارد در مدار بسته ۰/۵ اینچ باشد، برای سنگ‌شکن مخروطی ۹۰۰ میلی‌متری، گلوگاه باید چه مقدار باشد؟ در این حالت تناژ دستگاه چه میزان است؟ چه نوع محفظه‌ای انتخاب می‌نمایید؟

حل:

گلوگاه باید ۱۰mm باشد که در این حالت تناژ ۴۰ تن بر ساعت خواهد شد. نوع محفظه ریز مناسب است.

در صورتی که سنگ‌شکن مخروطی سرکوتاه انتخاب شود با گلوگاه ۰/۳۱۲۵ (۵/۱۶) اینچ، تناژ ۵۵ تن بر ساعت خواهد شد.

دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن‌های مخروطی

دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن مخروطی برای مدار باز برای دو حالت سنگ با سختی متوسط و سخت (average/hard) توسط سازندگان بر اساس تجربه ارائه گردیده است (جدول‌های ۵-۷ تا ۵-۹).

جدول ۵-۷- دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن مخروطی

FEED MATERIAL RATING - AVERAGE/HARD

Open Circuit Product Analysis* (% Passing) for Given Closed Side Setting of Crusher

Product Size Inch (mm)	Closed Side Setting of Crusher, Inch (mm)							
	1/4" (6mm)	3/8" (10mm)	1/2" (13mm)	3/4" (19mm)	1" (25mm)	1-1/4" (32mm)	1-1/2" (38mm)	2" (51mm)
4" (102mm)								100 100
3" (76mm)							100 100	91 92
2-1/2" (64mm)						100 100	95 95	82 79
2" (51mm)					100 100	93 94	88 84	70 60
1-1/2" (38mm)				100 100	92 92	80 76	70 60	51 40
1-1/4" (32mm)				95 95	82 79	70 60	57 46	41 30
1" (25mm)			100 100	86 84	70 60	54 43	44 33	32 22
3/4" (19mm)		100 100	92 92	70 60	51 40	39 29	32 22	25 16
1/2" (13mm)	100 100	86 84	70 60	44 33	32 22	26 17	22 14	17 11
3/8" (10mm)	94 92	70 60	51 40	32 22	25 16	20 13	17 11	13 8
1/4" (6mm)	70 60	44 33	32 22	22 14	17 11	14 9	12 7	9 6
3/16" (5mm)	50 40	32 22	25 16	17 11	13 8	11 7	9 6	7 4
No. 6 (3mm)	34 24	23 15	18 12	12 8	10 6	8 5	7 4	5 3
No. 8 (2mm)	25 16	17 11	13 8	9 6	7 4	6 4	5 3	4 2

جدول ۵-۸- دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن مخروطی در مدار بسته

Product Size	Closed Side Setting of Crusher Or top Size of Product, in.			
	¾	⅝	½	⅜
+⅝″	4%			
−⅝ +½″	12%	6%		
−½ +⅜″	24%	19%	8%	
−⅜ +5/16″	14%	15%	13%	4%
−5/16 +¼″	12%	16%	19%	12%
−¼ +3/16″	12%	15%	20%	24%
−3/16″ +6M	7%	11%	16%	24%
−6 +10M	6%	7%	12%	21%
−10 +14M	2%	3%	3%	4%
−14 +28M	7M	8%	3%	4%
−28M			6%	7%
	100%	100%	100%	100%

جدول ۵-۹- دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن مخروطی در مدار باز

Product Size	Closed Side Setting of Crusher, in.										
	2 ½	2	1½	1¼	1	⅞	¾	⅝	½	⅜	¼
+4½″	2%										
−4½ +4″	4%										

$-4+3\frac{1}{2}''$	6%	3%									
$-3\frac{1}{2}+3''$	12%	5%									
$-3+2\frac{1}{2}''$	16%	13%	4%								
$-2\frac{1}{2}+2\frac{1}{4}''$	9%	10%	5%	2%							
$-2\frac{1}{4}+2''$	7%	10%	7%	4%							
$-2+1\frac{3}{4}''$	8%	10%	11%	6%	3%						
$-1\frac{3}{4}+1\frac{1}{2}''$	7%	10%	13%	12%	6%	4%					
$-1\frac{1}{2}+1\frac{1}{4}''$	7%	9%	14%	16%	12%	7%	4%				
$-1\frac{1}{4}+1''$	5%	8%	13%	17%	19%	17%	12%	6%			
$-1+\frac{7}{8}''$	2%	3%	6%	7%	11%	12%	11%	6%	3%		
$-\frac{7}{8}+\frac{3}{4}''$	2%	3%	5%	7%	9%	12%	13%	12%	6%		
$-\frac{3}{4}+\frac{5}{8}''$	2%	3%	4%	7%	10%	11%	14%	16%	12%	4%	
$-\frac{5}{8}+\frac{1}{2}''$	11%	2%	4%	5%	8%	10%	12%	17%	19%	12%	
$-\frac{1}{2}+\frac{3}{8}''$		11%	3%	4%	6%	8%	12%	14%	20%	24%	8%
$-\frac{3}{8}+\frac{5}{16}''$			11%	2%	3%	4%	4%	7%	10%	14%	13%
$-\frac{5}{16}+\frac{1}{4}''$				11%	2%	3%	4%	5%	8%	12%	19%
$-\frac{1}{4}+\frac{3}{16}''$					11%	12%	2%	4%	6%	12%	20%
$-\frac{3}{16}''+6M$							12%	3%	4%	7%	12%
$-6+10M$								10%	12%	6%	11%
$-10+28M$										9%	4%
$-14+28M$											13%
$-28M$											
	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%

مثال:

برای سنگ‌شکن مخروطی (۳ فوتی) که در مدار باز با تناژ خوراک ۸۰ تن بر ساعت با دهانه گلوگاه ۱۹mm کار می‌کند تناژ ذرات کوچک‌تر از ۲/۵ سانتی‌متری آن را با توجه به نوع سختی سنگ ورودی به دست آورید.

حل:

برای سنگ با سختی متوسط ۸۶ درصد کوچک‌تر از ۲/۵ سانتی‌متر خواهد بود که برابر با ۶۸/۸ (۸۰×۰/۸۶) تن بر ساعت است.

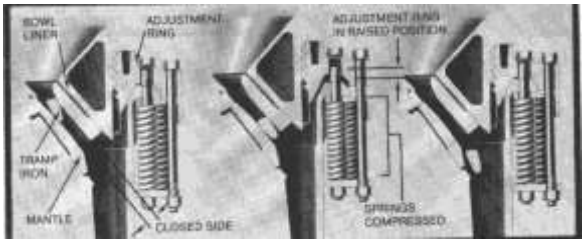
برای سنگ سخت ۸۴ درصد کوچک‌تر از ۲/۵ سانتی‌متر خواهد بود که برابر با ۶۷/۲ (۸۰×۰/۸۴) تن بر ساعت است.

برای سنگ‌شکن مخروطی (۳ فوتی) با دهانه گلوگاه ۱۵/۹mm (۵/۸ اینچ) که در مدار بسته با سرند ۱۹mm (۳/۴ اینچ) کار می‌کند چند تن بر ساعت محصول تولید خواهد شد.

میزان محصول ۷۵ تن بر ساعت خواهد بود.

نحوه تنظیم گلوگاه سنگ‌شکن مخروطی

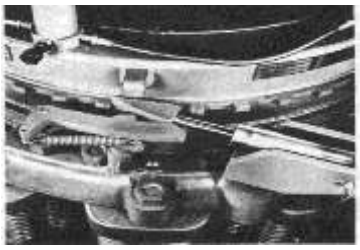
وظیفه فنرهایی که در اطراف مخروط بالایی قرار دارند (شکل ۵-۱۵)، علاوه بر تحمل ارتعاشات ناشی از خرد کردن سنگ‌ها و میرایی آن‌ها، محافظت از محفظه در صورتی که یک قطعه غیرقابل شکست (تکه آهن) همراه با سنگ‌های ورودی به داخل سنگ‌شکن وارد شود. این فنرها اجازه می‌دهند که مخروط بالایی محفظه خردکننده به طرف بالا حرکت کرده و بدون این که به سنگ‌شکن صدمه‌ای وارد آید، امکان خارج شدن قطعه مذکور فراهم می‌شود.



شکل ۵-۱۵- فنرهای موجود در اطراف مخروط بالایی سنگ‌شکن مخروطی

تنظیم دهانه با کمک رزوه‌هایی که بین دو قسمت در مخروط بالایی محفظه خردکننده ایجاد شده، انجام می‌گیرد. با بالا و پایین بردن، فاصله گلوگاه سنگ‌شکن کم و یا زیاد می‌شود.

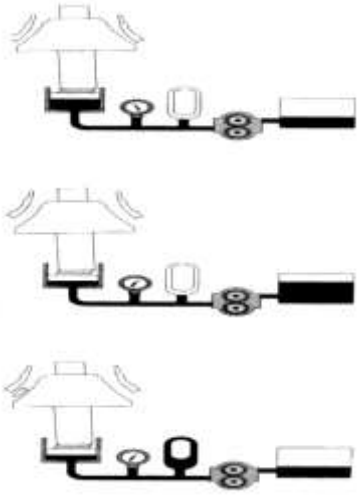
حلقه تنظیم گلوگاه و چرخانیدن آن توسط جک‌های هیدرولیکی (شکل ۵-۱۶).



شکل ۵-۱۶- تنظیم گلوگاه سنگ‌شکن مخروطی

تنظیم نیمه‌اتوماتیک گلوگاه در سنگ‌شکن مخروطی

در نوع خاصی از سنگ‌شکن‌های مخروطی اندازه گلوگاه با افزایش یا کاهش فشار روغن وارده به سیلندر تنظیم می‌شود (شکل ۵-۱۷).



افزایش فشار روغن و بالا بردن محور خرد کننده

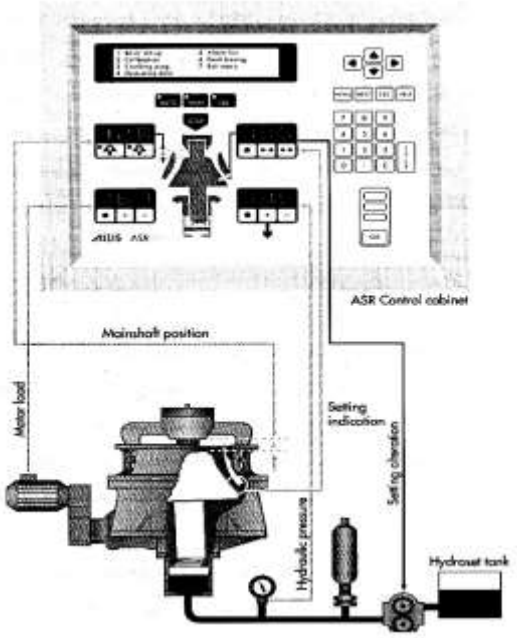
پمپ کردن روغن از سیلندر به محفظه روغن و افزایش دهانه

خارج شدن روغن از سیلندر در نتیجه فشار وارده از تکه آهن خرد نشده و افزایش گلوگاه

شکل ۵-۱۷- تنظیم نیمه‌اتوماتیک گلوگاه سنگ‌شکن مخروطی

تنظیم اتوماتیک گلوگاه در سنگ‌شکن مخروطی

چهار عامل بار موتور، موقعیت محور خردکننده، فشار روغن و اندازه گلوگاه تحت پایش می‌باشند (شکل ۵-۱۸).



شکل ۵-۱۸- تنظیم اتوماتیک گلوگاه سنگ‌شکن مخروطی

محاسبات مربوط به مدارهای سنگ‌شکنی

کارآیی سرند معمولاً به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$E = \frac{W_T}{W_A}$$

که در آن:

W_T: وزن ذرات درشت‌تر از روزنه سرند

W_A: وزن موادی که در سطح سرند باقی‌مانده

در این مدار

F: خوراک جدید (تن بر ساعت)

T: تناژ مواد ورودی به سنگ‌شکن (تن بر ساعت)

c: کسری از مواد خروجی از سنگ‌شکن که اندازه آن‌ها درشت‌تر از روزنه سرند است.

در نتیجه می‌توان نوشت (موازنه جرم مواد قبل از ورود به سنگ‌شکن):

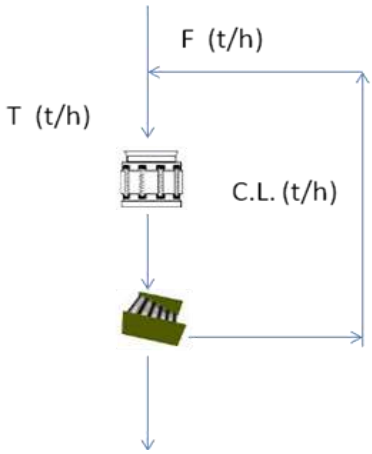
$$W_T = T \times c$$

$$\Rightarrow \quad E = \frac{T \times c}{C.L.} \qquad C_{\text{ی}}L. = \frac{T \times c}{E}$$

$$W_A = C.L.$$

$$\frac{T \times c}{E} + F = T$$

$$T = \frac{F}{1 - \frac{c}{E}}$$



مثال:

محاسبات مربوط به مدارهای سنگ‌شکنی

سنگ‌شکن مخروطی (۳ فوتی) با دهانه خروجی (CSS) ۲۵ میلی‌متری در مدار بسته با سرند ۳۸ میلی‌متری کار می‌کند. تناژ خوراک تازه ورودی ۱۲۰ تن بر ساعت است. با فرض کارآیی سرند ۸۵ درصد، مقدار بار در گردش مدار را محاسبه کنید (توجه: سنگ معدن با سختی معمولی).

حل:

از جدول مربوط: میزان ذرات درشت‌تر از ۳۸mm (روزنه سرند) ۸ درصد به دست می‌آید.

$$C.L. = T - F$$

$$C.L. = \frac{F}{1 - \frac{c}{E}} - F$$

$$C.L. = \frac{120}{1 - \frac{0.08}{0.85}} - 120 = 12.47 t/h$$

مثال:

طراحی یک مدار سنگ‌شکنی

برای خردایش سنگی با اندیس کار ۱۶/۵ کیلو وات ساعت بر تن با وزن مخصوص ظاهری ۱۸۰۰ کیلوگرم بر متر مکعب و ظرفیت روزانه ۴۵۰ تن در روز مدار مناسب را پیشنهاد کنید. قرار است این کارخانه در یک نوبت کاری ۸ ساعته کار کند و محصول تولیدی باید کوچک‌تر از ۲۵ میلی‌متر باشد. دانه‌بندی خوراک و محصول در زیر آمده است.

دانه‌بندی خوراک

جدول ۵-۱۲- دانه بندی خوراک

ابعاد (mm)	۳۰۰-۴۰۰	۲۰۰-۳۰۰	۱۵۰-۲۰۰	۱۰۰-۱۵۰	۷۵-۱۰۰	۵۰-۷۵	۲۵-۵۰	<۲۵
وزن (٪)	۶	۱۲	۱۸	۲۴	۱۴	۱۴	۸	۴

دانه‌بندی محصول

جدول ۵-۱۳- دانه بندی محصول

ابعاد (mm)	۱۵-۲۵	۸-۱۵	<۸
وزن (٪)	۲۰	۳۰	۵۰

توجه: ذرات کوچک‌تر از ۲۵mm خوراک نباید با محصول مدار سنگ‌شکنی مخلوط شوند و باید به طور جداگانه ذخیره شوند.

حل مثال مدار سنگ‌شکنی

با فرض زمان دسترسی ۷۵٪، میزان زمان مفید کارخانه برابر است با:

$$0.75\times 8 = 6h$$

ظرفیت این کارخانه برابر است با:

$$450 \div 6 = 75\ \mathrm{t/h}$$

چون وزن مخصوص سنگ ۱/۸ است در نتیجه:

$$75 \div 1.8 = 41.67\ \mathrm{m^3/h}$$

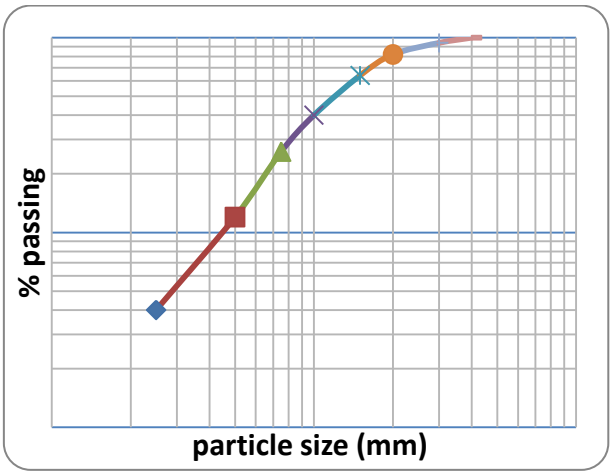
با توجه به تناژ عملیات در دو مرحله باید انجام شود و مرحله دوم آن باید مدار بسته باشد.

با در نظر گرفتن تناژ و دانه‌بندی خوراک سنگ‌شکن فکی مناسب‌تر خواهد بود.

چون حداکثر ابعاد بار ورودی به سنگ‌شکن باید بین ۸۰ تا ۹۰ درصد دهانه ورودی (S) باشد در نتیجه:

$$S \geq \frac{400}{0.85} = 470\ \mathrm{mm}$$

با استفاده از نمودار دانه‌بندی خوراک اندازه ۸۰ درصدی عبوری برابر با ۱۹۰ میلی‌متر است.



با انتخاب نسبت خردایش ۳ برای سنگ‌شکن فکی اندازه گلوگاه این سنگ‌شکن برابر خواهد بود با:

$$190 \div 3 = 63\ \mathrm{mm}$$

با استفاده از نمودار دانه‌بندی خوراک درصد ذرات کوچک‌تر از ۶۳ میلی‌متر ۲۰ درصد به دست می‌آید.

با قرار دادن یک سرند مربعی با دهانه ۶۳mm در مسیر سنگ‌های ورودی به سنگ‌شکن فکی، ظرفیت این سنگ‌شکن به صورت زیر قابل محاسبه است:

$$41.67 \times 0.8 = 33.33 \, {m^3}/{h}$$

از طرفی چون وزن مخصوص ۱/۶ برای منحنی‌های سنگ‌شکنی در نظر گرفته شده در نتیجه:

$$33.33 \times 1.6 = 53.33 \, {t}/{h}$$

با مراجعه به جدول مربوط به سنگ‌شکن‌های فکی سنگ‌شکن ۵۵۰×۸۰۰ با ظرفیت بین ۴۵ تا ۶۰ تن بر ساعت و توان مصرفی بین ۶۵ تا ۷۵ کیلو وات با گلوگاه ۶۳mm مناسب خواهد بود.

با مراجعه به منحنی‌های مربوط به آنالیز دانه‌بندی محصولات خروجی می‌توان مشاهده کرد که بزرگ‌ترین محصول خروجی از آن ۱۰۰mm بوده و همچنین ۸۰٪ محصول خروجی از آن از دهانه مربعی سرندی با اندازه۶۳mm خواهد گذشت.

با استفاده از رابطه باند می‌توان توان مورد نیاز را محاسبه کرد:

$$W = \frac{11 \times 16.5}{\sqrt{63000}} - \frac{11 \times 16.5}{\sqrt{190000}} = 0.3067 \text{ kWh/t}$$

$$\text{Power(kW)} = 0.3067(\text{kWh/t}) \times 33.33 \times 1.8(\text{t/h}) \times 2 = 36.8$$

چون سنگ‌شکن انتخاب شده دارای توانی بیش از توان مورد نیاز است لذا سنگ‌شکن انتخاب شده مناسب بوده است.

برای مرحله دوم سنگ‌شکنی با توجه به شرایط، سنگ‌شکن مخروطی مناسب خواهد بود. از منحنی توزیع دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن فکی می‌توان دید که بزرگ‌ترین سنگ خروجی ۱۰۰mm می‌باشد.

اندازه دهانه ورودی سنگ‌شکن مخروطی استاندارد (B) برابر خواهد بود با:

$$B \geq \frac{100}{0.85} = 118 \text{ mm}$$

برای دست‌یابی به ظرفیت بیشینه در سنگ‌شکن مخروطی گلوگاه آن در حالت باز باید بین ۶۷ تا ۷۸ درصد دهانه سرند مورد نظر (۲۵mm) باشد. در نتیجه اندازه گلوگاه سنگ‌شکن مخروطی برابر خواهد بود با:

$$25 \times 0.76 = 19 \text{ mm}$$

در جدول مربوط به مشخصات مدار بسته سنگ‌شکن‌های مخروطی مشاهده می‌شود که سرند ۲۵mm برای گلوگاه ۱۹mm پیشنهاد شده است.

با استفاده از رابطه Gaudin یا جدول دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن مخروطی می‌توان دیدکه ۸۴٪ محصول کوچک‌تر از ۲۵mm و با میان‌یابی اندازه ۸۰٪ عبوری برابر با ۲۴mm به دست می‌آید.

بنابراین نسبت خردایش سنگ‌شکن برابر است با:

$$63 \div 24 = 2.63$$

که برای سنگ‌شکن‌های مخروطی مناسب است.

با مراجعه به منحنی دانه‌بندی محصول سنگ‌شکن فکی با گلوگاه ۶۳mm مشاهده می شود، که ۳۰٪ محصول خارج شده کوچک‌تر از ۲۵mm می باشد که می تواند به عنوان محصول خارج شود.

حل مثال مدار سنگ‌شکنی – محاسبه ظرفیت سنگ‌شکن مخروطی

مقدار محصول خارج شده از سنگ‌شکن فکی که لازم است بار دیگر توسط سنگ‌شکن مخروطی مورد خردایش قرار گیرد برابر است با:

$$33.33 \times 0.7 = 23.33 \text{ m}^3/\text{h}$$

باید توجه داشت که در ابتدای عملیات سنگ‌شکنی، ۲۰٪ از خوراک دارای ابعادی کوچک‌تر از گلوگاه سنگ‌شکن فکی مورد نظر بودند و در نتیجه در مرحله اول سنگ‌شکنی مورد خردایش قرار نگرفتند. مقدار این سنگ‌ها برابر است با:

$$75 \times 0.20 = 15 \text{ t/h}$$

از طرف دیگر ۴٪ خوراک (۳ t/h = ۷۵ ×۰/۰۴) چون کوچک‌تر از ۲۵mm می‌باشند از مدار خارج می‌شوند. در نتیجه ۱۲ تن بر ساعت یا ۶/۶۷ متر مکعب بر ساعت (۱/۸ ÷ ۱۲) برای اولین بار مورد خردایش قرار خواهند گرفت.

ظرفیت مقدماتی سنگ‌شکن مخروطی برابر خواهد بود با:

$$23.33 + 6.67 = 30\ m^3/h$$

با مراجعه به جدول مربوط به دانه‌بندی خروجی از سنگ‌شکن مخروطی دیده می‌شود که ۸۴٪ محصول ریزتر از ۲۵mm می‌باشد. در نتیجه ۱۶٪ از محصول چون دارای ابعادی بزرگ‌تر از ۲۵mm می‌باشد به عنوان بار در گردش به سنگ‌شکن بر خواهند گشت.

حل مثال مدار سنگ‌شکنی – محاسبه ظرفیت و توان

ظرفیت کل برابر خواهد بود با:

$$A_{total} = \frac{30}{0.84} = 35.7\ m^3/h$$

برای استفاده از جدول مشخصات سنگ‌شکن‌ها باید دانسیته ۱/۶ در نظر گرفته شود:

$$A_{total} = 35.7 \times 1.6 = 57.12\ t/h \div 0.907 = 63\ st/h$$

$$W = \frac{11 \times 16.5}{\sqrt{24000}} - \frac{11 \times 16.5}{\sqrt{63000}} = 0.448\ kWh/t$$

با مراجعه به جدول مشخصات سنگ‌شکن‌های مخروطی سنگ‌شکن ۹۰۰mm با اندازه دهانه ۱۵۹ تا ۱۷۵ میلی‌متر با محفظه درشت با ظرفیت ۸۵ تن بر ساعت انتخاب می‌شود.

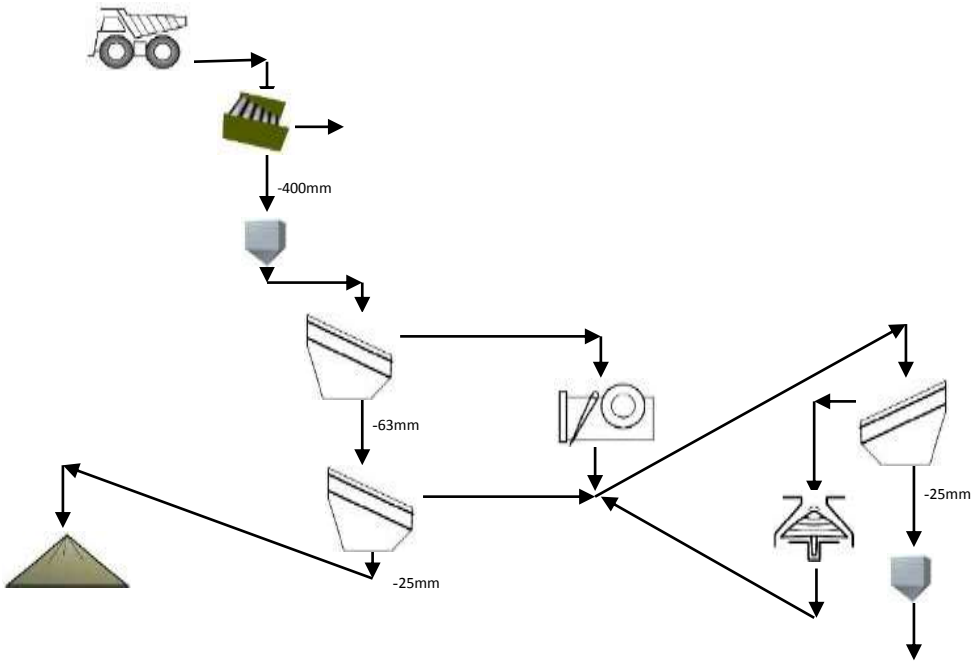
توان مورد نیاز از رابطه باند قابل محاسبه می‌باشد:

$$Power(kW) = 0.448(kWh/t) \times 35.8 \times 1.8(t/h) \times 1.3 = 37.5$$

حل مثال مدار سنگ‌شکنی – پیش‌بینی‌های لازم

- ✓ سرند گریزلی با دهانه ۴۰۰mm برای جلوگیری از ورود احتمالی قطعات درشت
- ✓ انبار ذخیره با ظرفیت ۲ روز (تقریباً ۵۰۰ متر مکعب) قبل از سنگ‌شکن اولیه
- ✓ انبار ذخیره با ظرفیت ۲ روز (تقریباً ۵۰۰ متر مکعب) بعد از سنگ‌شکن ثانویه

حل مثال مدار سنگ‌شکنی – مدار طراحی شده



شکل ۵-۱۹- مدار طراحی شده

فصل ششم

آنالیز ابعادی ذرات

مقدمه

آنالیز اندازه ذرات به دلایل زیر ممکن است انجام گیرد:

- ❖ تعیین کیفیت عملیات نرم‌کنی
- ❖ مشخص کردن درجه‌آزادی کانی‌های باارزش از گانگ در اندازه‌های مختلف
- ❖ تعیین اندازه بهینه خوراک برای کارآیی حداکثر فرآیند خردایش
- ❖ مشخص کردن دامنه اندازه ذراتی با بیشترین تلف‌شدگی کانی‌های باارزش

اندازه و شکل ذرات

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

قطر معادل

به قطر کره‌ای که رفتار آن مشابه با ذره مورد نظر در سیال است، قطر معادل گفته می‌شود.

سه روش عمده برای تعیین قطر معادل وجود دارد:

- ✓ روش‌های رسوبی (قطر استوکی)
- ✓ سرند کردن (قطر روزنه سرند)
- ✓ میکروسکوپی (قطر مساحت در معرض دید)

روش‌های متداول تعیین اندازه ذرات

روش	دامنه تقریبی تأثیر (میکرون)
سرند کردن	۱۰ – ۱۰۰,۰۰۰
ته‌نشینی	۵ – ۴۰
میکروسکوپی (نوری)	۰/۲۵ - ۵۰

تعیین اندازه ذرات به روش آنالیز سرندی

آنالیز سرندی بر اساس توزین مواد باقی مانده بر روی سرند انجام می‌گیرد.

توزین مواد باقی مانده در روی هر سرند بعد از ۲۰-۱۰ دقیقه صورت می‌گیرد (مقدار مواد اولیه ۲۰۰-۱۵۰ گرم می‌باشد).

بین کارآیی سرند و زمان سرند کردن، رابطه مستقیمی وجود دارد.

مقدار ذراتی که اندازه آن‌ها نزدیک به اندازه روزنه سرند می‌باشد، بیشترین تأثیر را در کارآیی عملیات سرند کردن دارد.

مراحل اساسی طبقه‌بندی ذرات در سرند کردن

- ✓ حذف سریع ذرات ریز (خیلی کوچک‌تر از روزنه سرند)
- ✓ جدایش تدریجی ذرات با اندازه نزدیک به روزنه سرند

عوامل مؤثر در سرند کردن

- مقدار ماده باقی مانده روی سرند
- نوع حرکت سرند
- زمان سرند کردن
- مقدار مواد با اندازه نزدیک به روزنه سرند

نام‌گذاری سرندها

مشخصه سرندها بر اساس ابعاد روزنه آن ها است.
به تعداد دهانه‌ها (روزنه‌ها) در هر اینچ طولی ***"مش"*** گفته می‌شود.
اندازه‌های روزنه سرندهای متوالی از رابطه زیر پیروی می‌کند:

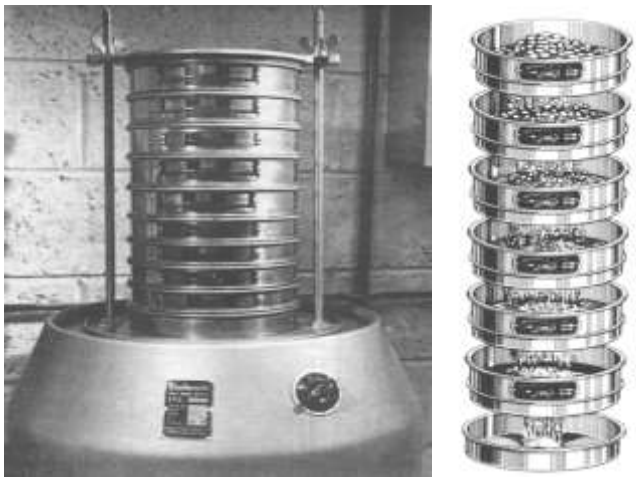
اندازه دهانه سرند بزرگ‌تر = اندازه دهانه سرند کوچک‌تر $\times \sqrt{2}$

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

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

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

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



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

روش انجام آنالیز سرندی

آنالیز سرندی با به کارگیری یک سری الک از ابعاد چشمه‌های درشت به ریز (معمولاً ۸ سرند در یک سری) و با استفاده از دستگاه لرزاننده (ترجیحاً دارای حرکت افقی و عمودی) صورت می‌گیرد.

پس از عملیات سرندکنی، توزین مواد باقی مانده روی هر سرند (معمولاً مقدار مواد مانده روی سرند نباید بیش از ۱۰٪ کل مواد باشد) انجام می‌گیرد.

روش‌های نمایش نتایج آنالیز سرندی

روش عددی

جدول ٦-۲- نتایج یک نمونه آنالیز سرندی

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

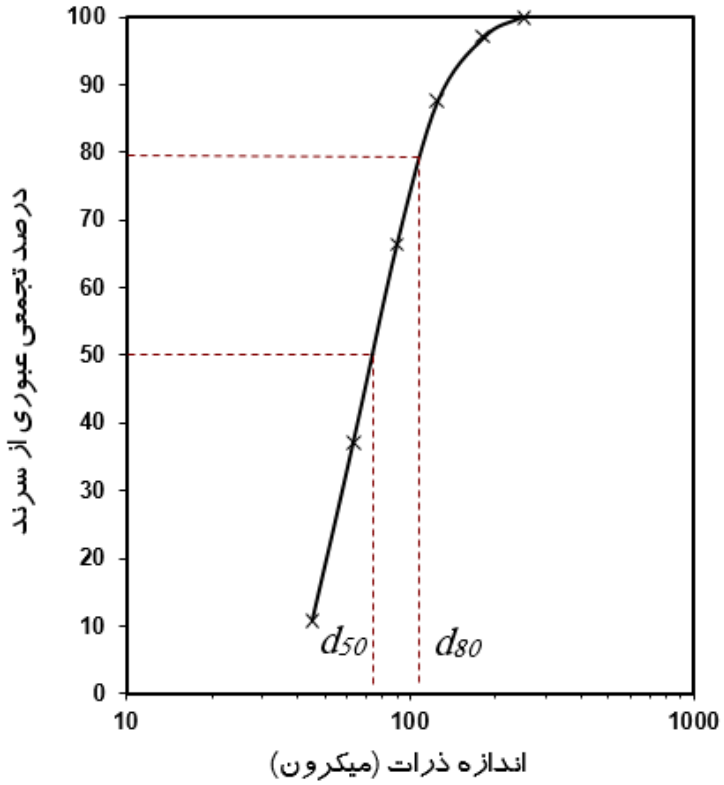
روش ترسیمی

داده‌های منحنی‌های آنالیز سرندی به صورت درصد تجمعی زیر سرند بر حسب اندازه می‌باشد.

لگاریتمی کردن محور اندازه ذرات برای کم کردن تراکم نقاط روی منحنی صورت می‌گیرد.

اندازه میانه(d_{50})، نقطه‌ای است که ۵۰٪ مواد کوچک‌تر از آن می‌باشد.

معمولاً دامنه اندازه ذرات بر حسب اندازه‌ای که از آن ۸۰٪ مواد عبور می‌کنند (d_{80}) بیان می‌شود.



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

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

روش خطی

در این روش، منحنی درصد تجمعی زیر سرند بر حسب اندازه، به صورت ساده رسم می‌شود.

روش نیمه لگاریتمی

در این روش، محور اندازه ذرات منحنی آنالیز سرندی به صورت لگاریتمی و محور درصد تجمعی عبوری از سرند به صورت ساده رسم می‌شود.

روش تمام لگاریتمی (*Gates- Gaudin- Schuhmann*)

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

در این روش، نقاط زیر ۵۰٪ کشیده‌تر شده و نقاط بالای ۷۵٪ متراکم‌تر می‌شوند.

روش *Rosin- Rammler*

رابطه زیر برای توزیع ذرات پیشنهاد شده است:

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

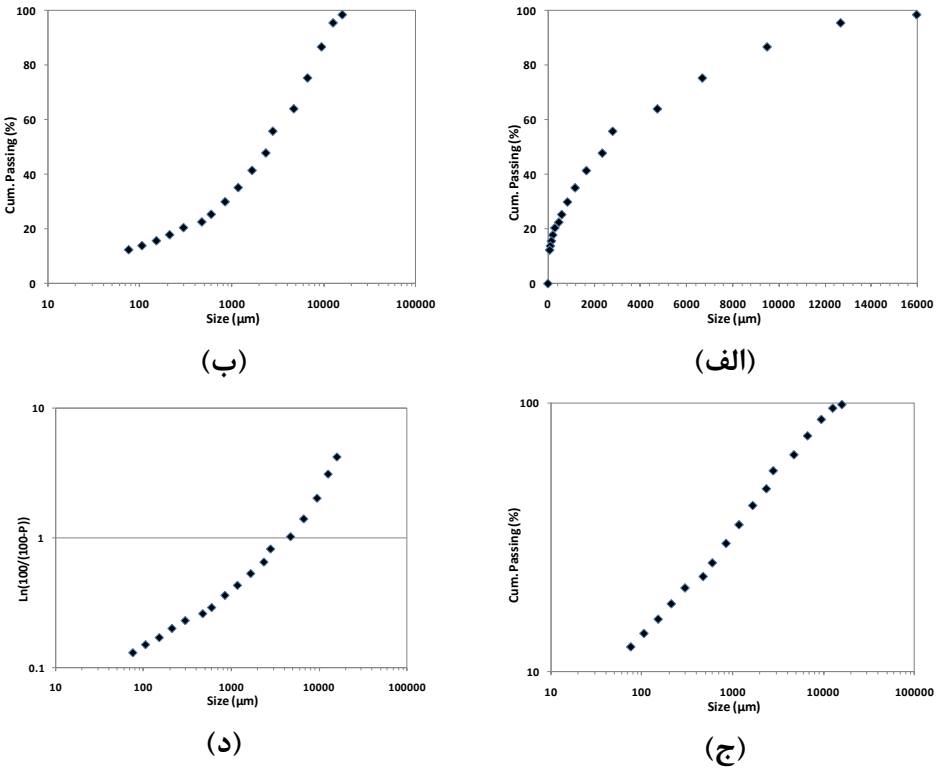
p: درصد عبوری زیر سرند ***n, b***: عدد ثابت ***d***: اندازه ذرات

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

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

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

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



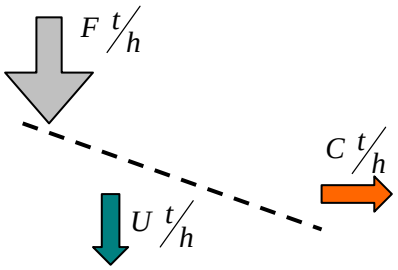
شکل ۶-۳- روش‌های ترسیم منحنی‌های آنالیز سرندی

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

محاسبه بازدهی (کارآیی) سرندها

مقدار مواد ریزتر از روزنه سرند که روی سطح سرند باقی مانده و مقدار مواد درشت‌تر از روزنه سرند که از سرند عبور کرده، دو عامل تعیین کننده کارآیی سرند می‌باشد.

مقدار مواد به اشتباه تقسیم شده، شاخص تعیین کارآیی می‌باشد.



c: کسری از مواد روی سرند که بزرگ‌تر از روزنه سرند است.

f: کسری از مواد خوراک که اندازه آن بزرگ‌تر از روزنه سرند است.

u: کسری از مواد زیر سرند که اندازه آن بزرگ‌تر از روزنه سرند است.

موازنه جرم کلی مواد:

$$F=C+U$$

موازنه جرم مواد درشت‌تر از روزنه سرند:

$$Ff=Cc+Uu$$

موازنه جرم مواد ریزتر از روزنه سرند:

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

بنابراین:

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

بازیابی مواد درشت‌تر از اندازه روزنه سرند بر روی سرند:

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

بازیابی مواد ریزتر از اندازه روزنه سرند به زیر سرند:

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

کارآیی کلی از ضرب دو معادله بالا حاصل می‌شود:

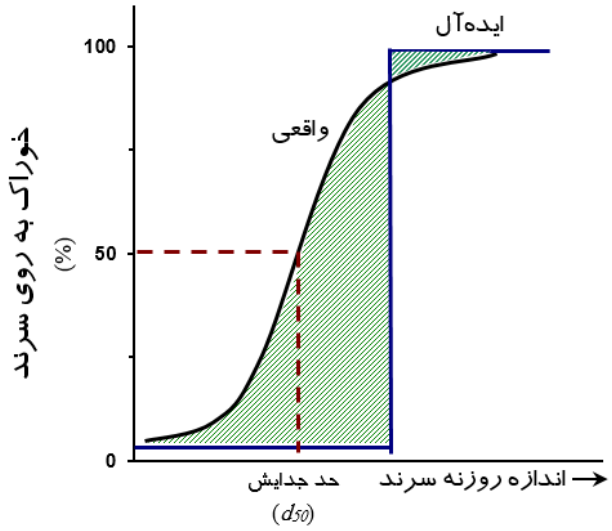
$$E=\frac{c(f-u)(1-u)(c-f)}{f(c-u)^2(1-f)}$$

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

درنتیجه فرمول کارآیی کل به شکل زیر خلاصه می‌شود:

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

منحنی کارآیی سرند با رسم نمودار درصد خوراک منتقل شده به روی سرند $\left(\frac{C}{F}\right)$ بر حسب اندازه ذرات (میانگین هندسی ابعاد ذرات) صورت می‌گیرد. مثلاً، میانگین هندسی محدوده ابعاد ۶۳μm + ۱۲۵- برابر است با: $\sqrt{125\times63}=88.7\,\mu m$



شکل ۶-۴- منحنی جدایش سرند

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

عوامل مؤثر در کارآیی عملیات سرندکنی

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

سرند کردن صنعتی

در واحدهای صنعتی عملیات سرند کردن بر روی مواد درشت (بالای **۲۵۰μm**) صورت می‌گیرد.

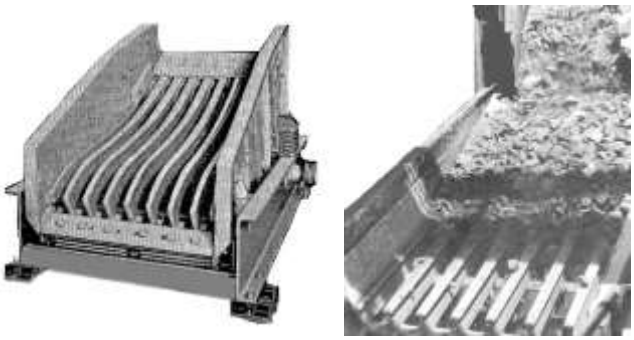
اهداف سرند کردن صنعتی

جلوگیری از ورود ذرات کوچک‌تر از دهانه خروجی دستگاه‌های خردایش به آن‌ها. این کار باعث افزایش ظرفیت و کارآیی می‌گردد.
جلوگیری از ورود ذرات درشت به مرحله بعدی در مدار بسته عملیات خردایش و نرم‌کنی.
آماده‌سازی محصول نهایی با اندازه معین.

انواع سرندها

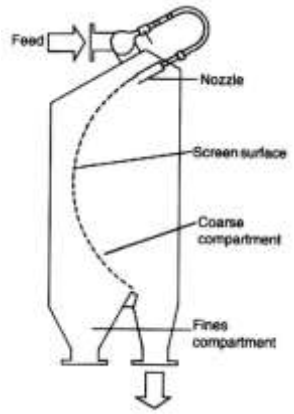
سرندهای ثابت
سرندهای متحرک
سرند گریزلی **(Grizzly Screen)**

کاربرد این نوع سرند برای مواد درشت است.
معمولاً دارای شیب کم بوده و برای آسان ساختن انتقال مواد کاربرد دارد.
قبل از سنگ‌شکن‌ها قرار داده می‌شود.
اگر دهانه خروجی سنگ‌شکن **۱۰cm** باشد، فاصله بین میله‌های گریزلی نیز **۱۰cm** تنظیم می‌شود.



شکل ۶-۵- انواع سرند گریزلی

سرند قوسی (Sieve Bend)



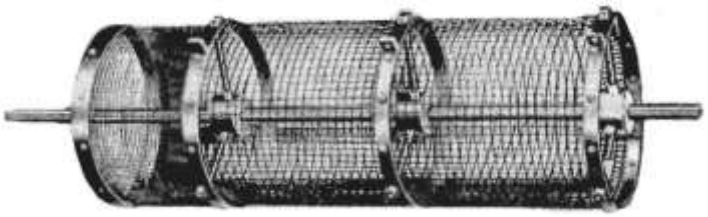
شکل ۶-۶- سرند قوسی

سطح این نوع سرندها دارای انحنا است و معمولاً در فرآوری زغال‌سنگ مورد استفاده قرار می‌گیرد. ظرفیت آن‌ها تا $۱۸۰ \mathbf{m^3/h}$ و جدایش تا حدود $۵۰ \mu\mathbf{m}$ می‌باشد.

سرند ترومل (Trommel Screen)

این سرند یکی از انواع متحرک است و قادر به تولید چندین محصول با ابعاد متفاوت است.

برای کاهش سایش سرندها از استوانه‌های هم محور استفاده می‌شود به طوری که بیشترین ذرات در ابتدای سرند جدا می‌شوند. در این حالت مسئله تعویض و عدم مشاهده عملیات در استوانه داخلی از معایب آن می‌باشد.

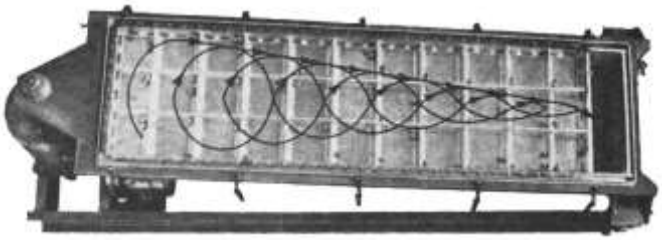


شکل ۶-۷- سرند ترومل ترکیبی

سرند لرزان (Reciprocating Screen)

در این نوع سرندها، حرکت سرند به صورت پس و پیش در جهت افقی است.

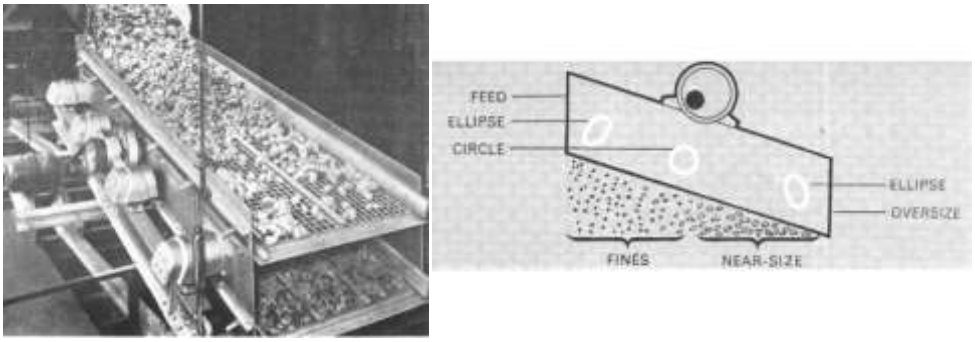
این نوع سرند برای ذرات درشت، تا حد $۱۲\mathbf{mm}$ به کار می‌رود.



شکل ۶-۸- نمای بالا از سرند لرزان

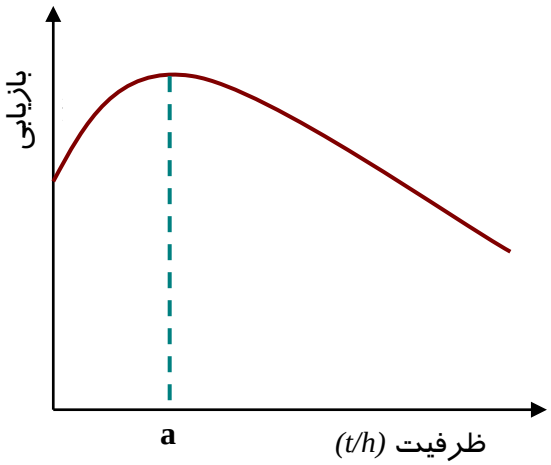
سرند ارتعاشی (Vibration Screen)

این سرند یکی از مهم‌ترین و کاربردی‌ترین سرندهای مورد استفاده در صنایع فرآوری است.
قابلیت جدایش ذرات از ۲۵cm تا ۲۵۰μm را دارا می‌باشند.



شکل ۶-۹- سرند ارتعاشی در دو نمای مختلف

افزایش ظرفیت سرند از یک حد معینی **(a)** باعث کاهش بازیابی عملیات سرند کردن می‌شود.
با کاهش ظرفیت از حد معینی **(a)** بازیابی کم می‌شود که به دلیل ازبین رفتن لایه‌بندی مواد روی سرند است.
احتمال عبور ذرات از سرند = تعداد دفعات برخورد ذره با سطح سرند × احتمال عبور ذره در یک برخورد

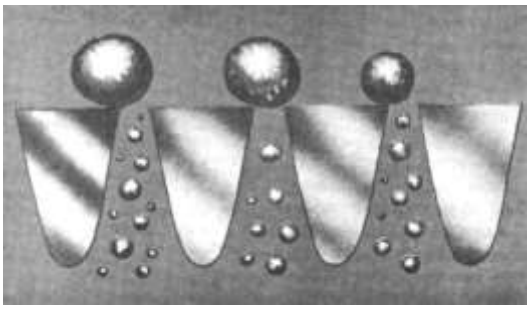


شکل ۶-۱۰- نمودار بازیابی سرند ارتعاشی بر حسب ظرفیت آن

سطوح سرند (Screen Surfaces)

سرند با سیم‌های گوه‌ای (Wedge wire screen)

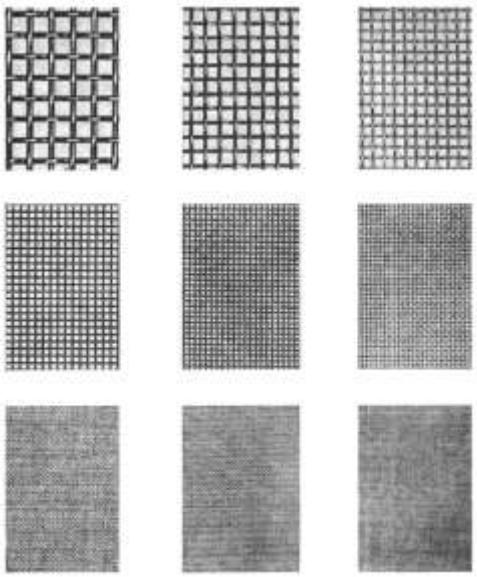
کاربرد سیم‌هایی با سطوح گوه‌ای برای جلوگیری از گرفتگی روزنه سرند می‌باشد.
در اول کارخانه یا معدن، سرند گریزلی برای جدایش ذرات درشت به کار می‌رود.



شکل ۶-۱۱- سرند با سطوح گوه‌ای

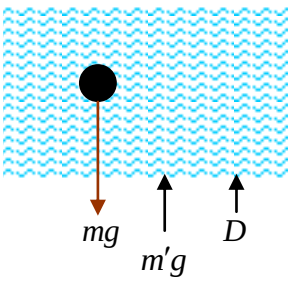
پارچه‌هایی (سطوح) از سیم‌های بافته شده (Woven- wire cloths)

جنس سیم‌های بافته شده عمدتاً از فولاد، فولاد ضد زنگ، مس یا برنز می‌باشد.
ظریف بودن سرندهای ریز یکی از مشکلات عمده کارخانه است که باعث توقف تولید می‌شود.
از سطوح غیر فلزی برای جلوگیری یا کاهش سایش سطح سرند استفاده می‌شود.
معمولاً از لاستیک یا پلی‌یورتین **(Polyurethane)** در ساخت سطوح غیر فلزی استفاده می‌شود.



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

آنالیز ابعاد ذرات به روش ته‌نشینی



محاسبه سرعت حدی

D_F: دانسیته سیال (kg/m^3)
η: وسیکوزیته سیال (Ns/m^2)
V: سرعت حدی (m/s)
d: اندازه قطر ذره (m)

x: سرعت ذره (m/s)

m': وزن آب جا به جا شده (kg)

g: شتاب جاذبه (m/s^2)

D_S: دانسیته ذره (kg/m^3)

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

شکل ۶-۱۳- نیروهای وارده بر یک جسم شناور

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

$$\text{حجم} = \frac{m}{D_S}$$

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

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

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

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

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

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

V: سرعت حدی (m/s)

g: شتاب جاذبه (m/s^2)

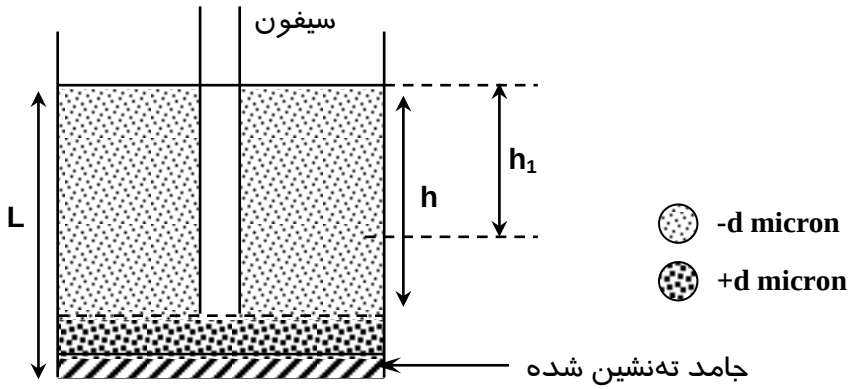
η: وسیکوزیته سیال (Ns/m^2)

D_S: دانسیته ذره (kg/m^3)

D_F: دانسیته سیال (kg/m^3)

d: اندازه قطر ذره (m)

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



شکل ۶-۱۴- بشر ته‌نشینی

زمان لازم برای این که یک ذره از سطح آب به ته لوله سیفون ته‌نشین شود:

$$t = h/V$$

بعد از زمان طی شده **(t)** ذرات بیرون آورده می‌شوند.
بعد از زمان **t** تمام ذرات بزرگ‌تر از **d** به عمق پایین سطح **h** سقوط می‌کنند.
ذراتی با اندازه **d>d1** به عمق **h1**، زیر سطح آب سقوط خواهند کرد **(h>h1)**.

۴-۷-۲- بازدهی جدا کردن ذرات **d1**

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

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

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

اگر $a = h/L$، در نتیجه:

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

اگر مرحله دوم ته‌نشینی **(Decantation)** انجام شود، مقدار مواد $\mathbf{d_1}$ در مخلوط پراکنده شده برابر است با:

$$1 - E$$

بازدهی جدا کردن ذرات $\mathbf{d_1}$ بعد از دو بار:

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

به طور کلی برای **n** مرحله ته‌نشین کردن، بازدهی جدا کردن برابر است با:

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

فصل هفتم

نحوه انتخاب اندازه سرند

مقدمه

سطح سرندکنی بر اساس میزان مواد عبوری، بر حسب تن کوچک بر ساعت (STPH) از ۰/۰۹۲۹m^2 (۱ فوت مربع) سطح سرندکنی که دارای دهانه معینی است، محاسبه می‌شود.

کل سطح مورد نیاز برای سرندکنی برحسب متر مربع ($A(m^2)$ از رابطه زیر محاسبه می‌گردد:

$$A = \frac{H}{C.BD.(F,\ E,S,D,O,W)}$$

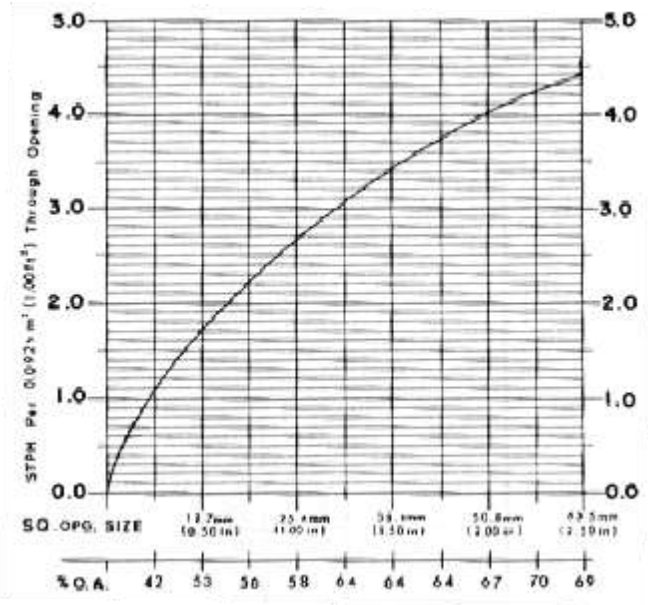
H: میزان ذرات کوچک‌تر از روزنه سرند در خوراک برحسب تن کوچک بر ساعت

C: ظرفیت پایه برحسب تن کوچک بر ساعت

BD: دانسیته توده‌ای، دانسیته خوراک برحسب کیلوگرم بر مترمکعب تقسیم بر ۱۶۰۲ کیلوگرم بر مترمکعب (۱۰۰ پوند بر فوت مکعب)

(این منحنی برای فلزات معتبر است و برای موادی مانند کک، شن و ماسه و ... باید از منحنی‌های ظرفیت ویژه مربوطه استفاده کرد.)

F، E، S، D، O، W: ضرایب تصحیح



شکل ۷-۱- ظرفیت پایه‌ای سرند

با داشتن اندازه چشمه‌های سرند مورد نظر و سطح باز چشمه‌ها، می‌توان از شکل ۷-۱، ظرفیت پایه را تعیین کرد.

ضرایب تصحیح

در تعیین سطح مورد نیاز سرندکنی، ضرایبی تحت عنوان ضرایب تصحیح باید اعمال کرد. نحوه تعیین این ضرایب در زیر می‌آید.

ضریب ریزی (F)

این ضریب نشان دهنده میزان موادی است که اندازه آن کمتر از نصف اندازه روزنه سرند است. ضریب F=۱ برای حالت پایه است. در واقع برای شرایطی که میزان ذرات ریز ۴۰ درصد باشد. برای مقادیر بیش از این، ضریب بزرگ‌تری در نظر گرفته می‌شود که منجر به سطح سرندکنی کمتری، در شرایط مشابه می‌گردد (جدول ۷-۱).

جدول ۷-۱- فاکتور ریزی و کارآیی

Fines (%)	F	Efficiency (%)	E
0	0.44	0	
10	0.55	10	
20	0.7	20	
30	0.8	30	
40	1	40	
50	1.2	50	
60	1.4	60	
70	1.8	70	2.25
80	2.2	80	1.75
85	2.5	85	1.5
90	3	90	1.25
95	3.75	95	1

از جدول ۷-۱ می‌توان مقادیر این ضریب را برای درصدهای مختلف ذرات ریز در خوراک سرند، تعیین کرد.
باید توجه داشت که درصد ذراتی که اندازه آن‌ها نصف اندازه روزنه سرند است، در مواد به روی هر سرند مورد نظر بوده که به صورت درصد خوراک ورودی به هر سرند محاسبه می‌شود.

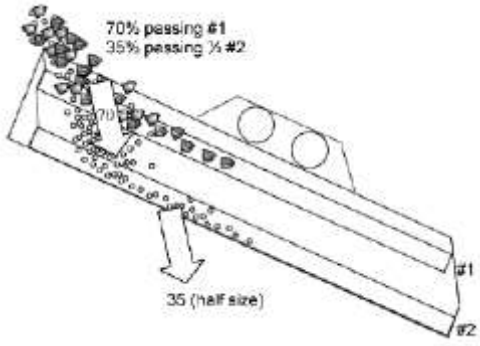
مثال:

موادی با دانه‌بندی نشان داده شده به روی سرند دو طبقه‌ای با ابعاد ۳۹ و ۱۲/۷ میلی‌متر وارد می‌شود. در این حالت میزان ضریب ریزی را برای سرند طبقه دوم، محاسبه کنید.

درصد عبوری	اندازه سرند (mm)
۷۰	۳۹
۵۰	۱۲/۷
۳۵	۶/۳

درصد مواد کوچک‌تر از روزنه سرند ۶/۳ میلی‌متر (نصف سرند ۱۲/۷) برابر است با:

$$35 \times \frac{100}{70} = 50 \quad \Rightarrow F = 1.2$$



شکل ۷-۲- نحوه تقسیم شدن مواد در عملیات سرندکنی

ضریب کارآیی (E)

کارآیی جدایش، به صورت نسبت میزان موادی که از روزنه‌ها می‌گذرد به میزان موادی که باید رد شوند، تعریف می‌گردد.
در مقیاس صنعتی، کارآیی ۹۵ درصد، عالی در نظر گرفته شده و مقدار ضریب مورد نظر برای آن ۱ می‌باشد و برای کارآیی‌های پایین‌تر از این مقدار، مقدار ضریب بیشتر از واحد خواهد بود، تا بدین وسیله سطح سرندکنی محاسبه شده، کوچکتر گردد.
با وجود این، برای جدا کردن ذرات خیلی درشت (Scalping) کارآیی ۸۵-۸۰ درصد عموماً قابل قبول است.

ضریب شکاف (S)

این ضریب، احتمال بالاتر رد شدن ذرات، در مورد سرند با چشمه شکافی (مستطیلی) نسبت به سرند با چشمه مربعی، را در نظر می‌گیرد.
برای تعیین مقادیر این ضریب، می‌توان از جدول ۷-۲ استفاده کرد.

جدول ۷-۲- ضریب شکاف

Typical Deck Preparations	Length/Width Ratio	Slotted Opening Factor S
Square and Slight Rectangular Openings	<2	1
Rectangular Openings Ton-Cap	>2 but <4	1.15
Slotted Openings Ty-Rod	>4 but <25	1.2
Parallel Rod Decks	>25	SP* 1.4 RA* 1.3

*SP: شکاف‌ها موازی با جریان مواد و RA: شکاف‌ها عمود بر جریان مواد

ضریب تعداد طبقه (D)

از آن جایی که موادی که از روزنه‌های سرند طبقه بالا به روی طبقه پایین می‌آیند، امکان استفاده از کل سطح سرند پایینی را ندارند، در نتیجه زمان کمتری برای لایه‌بندی داشته و عملاً بخشی از سرند (ابتدای آن) غیرکارآ می‌شود.

فقط در طبقه اول، امکان استفاده از کل سرند برای لایه‌بندی وجود دارد. در نتیجه ضریب تصحیح مورد نظر برای آن ۱ در نظر گرفته می‌شود.

مقادیر این ضریب برای طبقات مختلف سرند، بر طبق جدول زیر تعیین می‌گردد (جدول ۷-۳).

جدول ۷ - ۳- ضریب تعداد طبقه

طبقه	اول	دوم	سوم
ضریب طبقه (D)	۱	۰/۹	۰/۸

ضریب سطح باز (O)

در منحنی ظرفیت پایه، چشمه‌ها به صورت مربعی، با درصد باز نشان داده شده در زیر اندازه آن می‌باشد. ضریب سطح باز، با تقسیم سطح باز طبقه مورد استفاده به سطح باز استاندارد به دست می‌آید که در منحنی مربوط به ظرفیت پایه نشان داده شده است (شکل ۷-۱).

مثال:

برای سرندی با اندازه ۲۵ میلی‌متر و سطح باز ۳۶ درصد، ضریب برابر خواهد بود با:

$$\frac{36}{58} = 0.62$$

و برای سرندی با سطح باز ۷۲ درصد، این ضریب برابر است با:

$$\frac{72}{58} = 1.24$$

برای تعیین ضریب سطح باز، علاوه بر استفاده از منحنی ظرفیت پایه، می‌توان از رابطه زیر نیز استفاده کرد.

$$[O = (1 - N.K)(1 - n.d) \times 100]$$

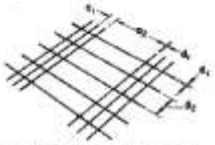
N: تعداد سیم‌ها به ازاء یک اینچ طولی

n: تعداد سیم‌ها به ازاء یک اینچ عرضی

K: قطر سیم‌های طولی (in)

d: قطر سیم‌های عرضی (in)

Open area factor − % Open area = P
For the more common apertures

Type of aperture	Formula for % open area, P
Rectangular opening	P = % Open area d = diam of wire, or horizontal width of bar (for plate) a = clear opening dimension $P = \frac{\text{Open area} \times 100}{\text{Total area}} = \frac{100\,(a_1)\,(a_2)}{(a_1 + d_1)\,(a_2 + d_2)}$
Square openings Specified by opening size.	$P = \frac{100\,a^2}{(a+d)^2} = 100\left(\frac{a}{a+d}\right)^2$ $a_1 = a_2 = a$ $d_1 = d_2 = d$
Square openings Specified in mesh (m).	$P = 100\,a^2\,m^2$ $m = \frac{1}{a+d}$
Parallel rod decks	$P = \frac{100\,a}{(a+d)}$
Special weaves  Ty-Rod, nonblind, etc.	Assuming $a_2 = a_1$ $P = 100\left[\frac{a_1\,(a_2 + 2a_1)}{(a_2 + 2a_1 + 3d_2)\,(a_1 + d_1)}\right]$

شکل ۷-۳- ضریب سطح باز

ضریب سرند کنی تر (W)

معمولاً استفاده مناسب از آب، کارآیی سرندکنی را افزایش می‌دهد. که این امر به معنای نیاز به سطح سرندکنی کمتر برای شرایط مشابه می‌باشد (جدول ۷-۴).

میزان حجم آب پیشنهادی برای سرندکنی تر، حداقل از ۱۱/۳۵ لیتر بر دقیقه تا ۱۸/۹۲ لیتر بر دقیقه برای هر ۰/۷۵۶ متر مکعب خوراک می‌باشد.

جدول ۷-٤- ضریب سرندکنی تر

Size opening (Square)	w
1/32" or less	1.25
1/16"	3.00
1/8" & 3/16"	3.5
5/16"	3.00
3/8"	2.50
1/2"	1.75
3/4"	1.35
1"	1.25
+2"	1

مثال:

برای عملیاتی با داده‌های زیر، سطح سرندکنی لازم را محاسبه کنید.

خوراک: ۳۰۰ تن (کوچک) بر ساعت سنگ آهن

دانسیته حجمی: ۲۰۸۲ کیلوگرم بر مترمکعب

رطوبت: ۸ درصد

اندازه جدایش مطلوب: ۱۲/۷mm

نوع عملیات: خشک

دانه‌بندی خوراک نیز به صورت جدول رو به رو می‌باشد.

اندازه سرند (mm)	درصد تجمعی عبوری
۳۸	۱۰۰
۲۵	۹۸
۱۹	۹۲
۱۲/۷	۶۵
۶/۳	۳۳

حل:

میزان ذرات کوچک‌تر از روزنه سرند(۱۲/۷mm) در خوراک برابر است با:

$$300 \times 0.65 = 195 \ {}^{t}/_{h}$$

از منحنی ظرفیت پایه، مقدار C را برای سرند با روزنه ۱۲/۷ میلی‌متر پیدا می‌کنیم.

$$C = 1.7 \ {}^{t}/_{0.0929m^2} \; ; BD = \frac{2082}{1602} = 1.3$$

$F = 0.86$ (کوچک‌تر از ۶/۳ میلی‌متر، ۳۳٪)

$E = 1$ (کارآیی ۹۵٪)

$D = 1$ (طبقه اول)

$S = 1.2$ (شکافی)

سطح سرندکنی مورد نیاز بر اساس میزان مواد (STPH) عبوری از $۰/۰۹۲۹m^2$ سطح سرندکنی با دهانه ۱۲/۷ میلی‌متر، عبارت است از:

$$A = \frac{195}{\frac{1.7}{0.0929} \times 1.3 \times 0.86 \times 1 \times 1 \times 1.2} = \frac{195 \ {}^{t}/_{h}}{2.28 \ {}^{t}/_{0.0929m^2}}$$

$$A = 7.95 m^2$$

درنتیجه سطح مورد نیاز بر حسب متر مربع برابر۷/۹۵ است که به این میزان، ۱۰ درصد برای درنظر گرفتن سطح اشغال شده توسط بست‌های نگه دارنده و قاب اضافه می‌گردد.

$$\text{سطح کل مورد نیاز} = 7.95 + 0.79 = 8.75 m^2$$

برای این حالت، باید سرندهای استاندارد با حداقل سطح ۸/۷۵ مترمربع انتخاب شوند. توجه داشته باشید که برای سرندکنی کارآ، نسبت طول به عرض باید حداقل ۲ به ۱ باشد (جدول ۷-۵).

جدول ۷-۵- اندازه سرندهای استاندارد

سطح سرند بر حسب متر مربع نسبت به طول و عرض									
عرض سرند (متر)	طول سرند (متر)								
	۰/۷۵	۰/۹	۱/۲	۱/۸	۲/۴	۳	۳/۶	۴/۲	۴/۸	۶
۰/۳	۰/۲۲۵		۰/۳۶							
۰/۴۵		۰/۴۰۵								
۰/۶			۰/۷۲	۱/۰۸						
۰/۹			۱/۰۸	۱/۶۲	۲/۱۶	۲/۷	۳/۲۴	۳/۷۸	۴/۳۲	
۱/۲				۲/۱۶	۲/۸۸	۳/۶	۴/۳۲	۵/۰۴	۵/۷۶	
۱/۵				۲/۷	۳/۶	۴/۵	۵/۴	۶/۳	۷/۲	۹
۱/۸				۳/۲۴	۴/۳۲	۵/۴	۶/۴۸	۷/۵۶	۸/۶۴	۱۰/۸
۲/۱							۷/۵۶	۸/۸۲	۱۰/۰۸	۱۲/۶
۲/۴							۸/۶۴	۱۰/۰۸	۱۱/۵۲	۱۴/۴

بنابراین، سرندی با عرض ۱/۸۳ و طول ۴/۸۷ متر با سطح کل ۸/۹۱ مترمربع، مناسب خواهد بود.

مرحله بعد که از اهمیت خاصی نیز برخوردار است، ضخامت بستر مواد روی سرند می‌باشد که باید کنترل گردد تا در محدوده مجاز باشد.

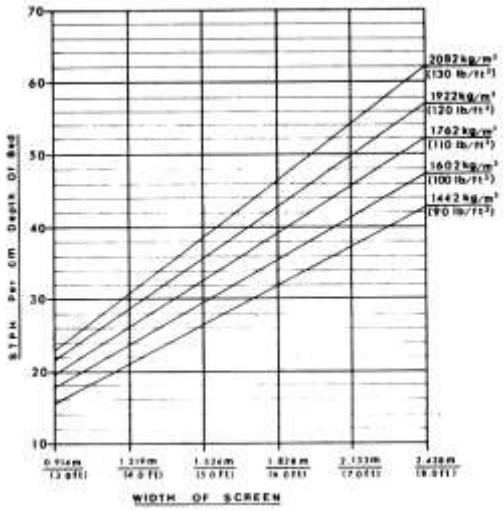
برای سرندکنی مؤثر، ضخامت بستر در انتهای سرند نباید بیش از ۴ برابر اندازه چشمه سرند باشد. این بدین معناست که برای سرندی با چشمه ۱۲/۷mm، ضخامت بستر در انتهای خروجی سرند نباید بیش از ۵۰/۸mm باشد.

برای تعیین ضخامت بستر از منحنی خاصی استفاده می‌شود که در آن برای سرندهای با عرض‌های مختلف، مقدار تن بر ساعت بر سانتی‌متر ضخامت بستر بر پایه نرخ انتقال مواد با سرعت ۱۸/۲۹ m/min قابل دستیابی است.

از آن جایی که سرعت انتقال مواد با زاویه نصب سرند تغییر می‌کند، برای زوایای مختلف، سرعت انتقال مواد قابل محاسبه است.

جدول ۷-۶- سرعت انتقال مواد در زوایای مختلف

Angle	Flow Rate
18^o	18.29 m/min (60 ft/min)
20^o	24.39 m/min (80 ft/min)
22^o	30.48 m/min (100 ft/min)
25^o	36.58 m/min (120 ft/min)



شکل ۷-۴- ظرفیت سرند نسبت به عرض سرند

اعداد به دست آمده از شکل مربوط به ضخامت بستر، با تقسیم ۱۸/۲۹m/min بر سرعت انتقال مورد نظر (برای زاویه نصب سرند معین) قابل تعدیل می‌باشد.

سرندهای کارخانه سنگ‌شکنی معمولاً با زاویه‌ای بین ۲۰ تا ۲۵ درجه نصب می‌شوند (اکثر سرندها با زاویه ۲۰ درجه نصب می‌شوند).

با توجه به شکل مربوط به ضخامت، برای سرند با عرض ۱/۸۳ متر، میزان ضخامت ۴۶ تن بر ساعت بر سانتی‌متر ضخامت به دست می‌آید.

میزان مواد روی سرند: $300 \times 0.35 = 105\ {}^{t}/_{h}$

در نتیجه ضخامت بستر در انتهای سرند برابر است با: $\frac{105}{46} = 2.28\,\mathbf{cm}$

این میزان، کمتر از حداکثر آن ۵۰mm ($12.7 \times 4 = 50.8mm$) می‌باشد.

اگر سرند با زاویه ۲۰ درجه نصب شود، ضخامت بستر کمتر از این مقدار خواهد بود.

این سرند (۱/۸۳×۴/۸۷) توانایی جداکردن ذرات با اندازه ۱۲/۷mm را از خوراک (۳۰۰t/h) با کارآیی ۹۵ درصد، خواهد داشت.

زمانی که قرار است از سرند دو طبقه استفاده شود، هر طبقه باید به صورت یک مسأله سرندکنی در نظر گرفته شود. (ضریب ریزی، F، باید بر اساس درصد مواد نصف اندازه سرند خوراک به هر طبقه در نظر گرفته شود نه بر اساس خوراک اصلی)

بار در گردش

زمانی که مدار سنگ‌شکنی به طور بسته می‌باشد، انتخاب سرند کمی متفاوت خواهد بود. زیرا در این مدار، مقداری از مواد به صورت بار در گردش می‌باشند که باید در محاسبات مربوط به انتخاب سطح سرندکنی مورد نیاز، مقدار آن را در نظر گرفت.

در واقع عوامل مورد نیاز برای انتخاب سرند عبارت است از، تناژ خوراک به روی سرند با در نظر گرفتن بار در گردش و توزیع دانه‌بندی این خوراک.

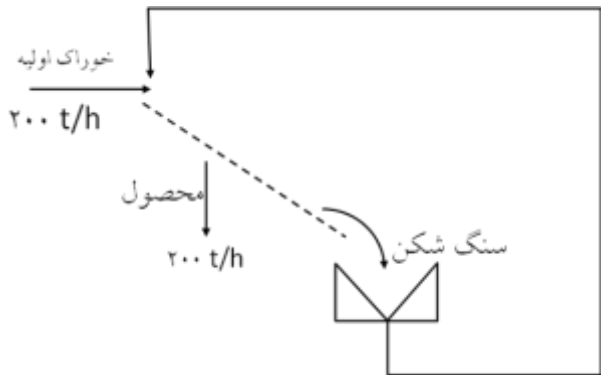
تعیین میزان بار در گردش حیاتی است، چون ممکن است که سنگ‌شکن انتخاب شده برای سیستم کافی نبوده و از رسیدن به ظرفیت مطلوب جلوگیری کند.

مثال:

با توجه به شکل زیر و توزیع دانه‌بندی خوراک اولیه، بار در گردش را محاسبه کنید.

جدول ۷-۷- توزیع دانه بندی خوراک اولیه

درصد تجمعی عبوری	اندازه سرند (mm)
۱۰۰	**۳۸**
۹۸	**۲۵**
۹۲	**۱۹**
۶۵	**۱۲/۷**
۳۳	**۶/۳**



شکل ۷-۵- تنازهای خوراک ورودی به مدار و عبوری از سرند

حل:

۱- مرحله اول، فرض مقدار کارآیی سرندکنی برای عملیات است. هر چه قدر کارآیی بالاتر باشد، اندازه سرند بزرگ‌تر ولی بار در گردش کمتر می‌شود. این می‌تواند مزیت باشد، چون معمولاً هزینه سنگ‌شکن بزرگ‌تر خیلی بیشتر از سرند اضافی می‌باشد. با فرض کارآیی ۹۵٪ مسأله حل خواهد شد.

۲- بر اساس کارآیی ۹۵ درصد، برای این که ۲۰۰ تن بر ساعت ذرات کوچک‌تر از ۱۲/۷ میلی‌متر در محصول دیده شود، به میزان $\frac{200}{0.95} = 210$ تن بر ساعت ذرات کوچک‌تر از ۱۲/۷ میلی‌متر باید در خوراک وجود داشته باشد.

۳- با توجه به دانه‌بندی خوراک، میزان مواد کوچک‌تر از روزنه سرند (۱۲/۷mm) در خوراک تازه (اولیه) برابر است با: $0.65 \times 200 = 130$ تن بر ساعت. در نتیجه سنگ‌شکن باید ۸۰ تن بر ساعت ذرات کوچک‌تر از روزنه سرند تولید کند.

۴- در صورتی که از سنگ‌شکن ژیراتوری با دهانه خروجی۱۲/۷میلی‌متر استفاده می‌شود که در آن ۷۵ درصد ذرات کوچک‌تر از ۱۲/۷ میلی‌متر تولید می‌شود، در نتیجه می‌توان عنوان کرد که خوراک ورودی به سنگ‌شکن باید $80/0.75 = 106$ تن بر ساعت باشد تا بتواند ۸۰ تن بر ساعت ذرات کوچک‌تر از ۱۲/۷ میلی‌متر تولید کند.

۵- بنابراین، بار در گردش ۱۰۶ تن بر ساعت با خوراک اولیه ۲۰۰ تن بر ساعت که معادل ۳۰۶ تن بر ساعت می‌شود، کل خوراک ورودی به سرند را تشکیل می‌دهد.

۶- مرحله بعد، انتخاب سطح سرندکنی با استفاده از روش قبلی بر اساس ۳۰۶ تن بر ساعت خواهد بود که دانه‌بندی آن بر اساس ترکیب خوراک اولیه و خروجی سنگ‌شکن به دست می‌آید.

فصل هشتم

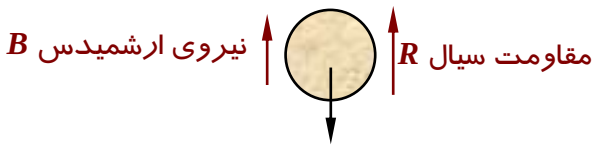
طبقه بندی مواد

مقدمه

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

اصول طبقه‌بندی (Principles of Classification)

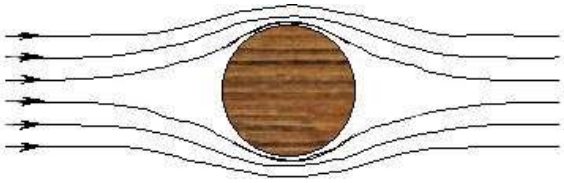
شتاب سقوط اجسام در خلأ به جهت عدم مقاومت هوا مستقل از اندازه و دانسیته آن‌ها می‌باشد.
در یک محیط ویسکوز مانند هوا و آب، مقاومت در برابر حرکت وجود دارد که مقدار آن با افزایش سرعت، افزایش می‌یابد.
وقتی‌که نیروی ثقل و نیروی مقاومت سیال و نیروی ارشمیدس متعادل می‌شوند، جسم به سرعت حدی می‌رسد و از آن به بعد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



شکل ۸-۱- نیروهای وارده بر یک جسم در حال سقوط درون سیال

مقاومت ویسکوزی (Viscous Resistance)

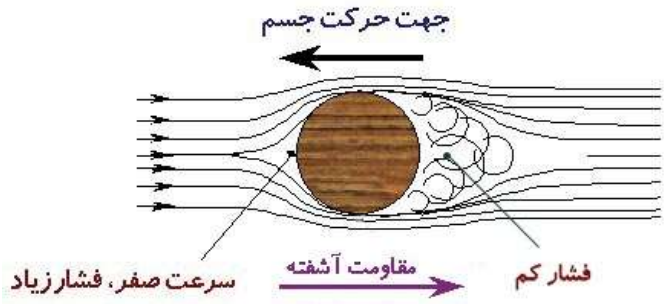
در سرعت‌های پایین، چون لایه‌های سیال مماس بر جسم با آن حرکت می‌کنند، حرکت هموار (آرام) است. در واقع تمام مقاومت در مقابل حرکت از ویسکوزیته (اصطکاک) سیال ناشی می‌شود و مقاومت ویسکوزی نامیده می‌شود.



شکل ۸-۲- خطوط جریان در جریان ویسکوز

مقاومت آشفته (Turbulent Resistance)

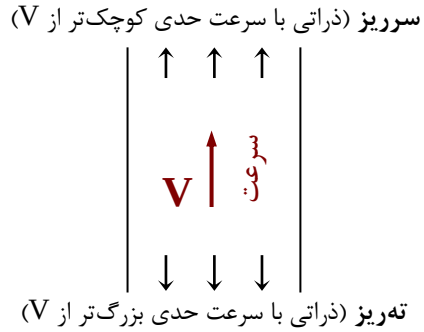
در سرعت‌های بالا مقاومت اصلی از جا به جایی سیال توسط جسم و اختلاف فشار در جهت جریان ناشی می‌شود.



شکل ۸-۳- خطوط جریان در جریان آشفته

طبقه‌بندی کننده‌ها (Classifiers)

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



شکل ۸-۴- مبنای جدایش در کلاسیفایرها

ته‌نشینی آزاد (Free Settling)

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

قانون استوکس:

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

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

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

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

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

با جایگزینی در معادله زیر:

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

قانون نیوتن:

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

قانون استوکس برای ذرات زیر ۵۰μm و قانون نیوتن برای ذرات درشت‌تر از ۰/۵cm صدق می‌کند.

ساده شده قانون استوکس برای یک سیال خاص:

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

ساده شده قانون نیوتن برای یک سیال خاص:

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

هر دو قانون نشان می‌دهند که در یک سیال خاص سرعت حدی تابعی از اندازه و دانسیته ذرات است.

به طور مثال، دو کانی با دانسیته‌های D_a و D_b و قطرهای d_a و d_b را درنظر بگیرید که در یک سیال با دانسیته D_F با نرخ ته‌نشینی یکسان سقوط می‌کنند:

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

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

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

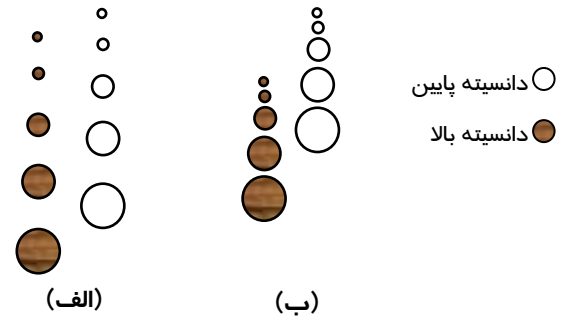
به طور مشابه از قانون نیوتن:

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

ته‌نشینی با مانع (Hindered Settling)

مایع سنگین به مایعی گفته می‌شود که دانسیته‌اش از ۱ بیشتر باشد.

در ته‌نشینی با مانع هر چه نسبت ذرات در پالپ افزایش پیدا می‌کند، اثر تجمع ذرات آشکارتر می‌شود و سرعت سقوط ذرات کاهش پیدا می‌کند. سیستم مانند یک مایع سنگین رفتار می‌کند که دانسیته آن دانسیته پالپ می‌باشد.



شکل ۸-۵- طبقه‌بندی به‌صورت (الف) ته‌نشینی آزاد و (ب) ته‌نشینی با مانع

در ته‌نشینی با مانع، مقاومت آشفته غالب است و برای تعیین سرعت حدی، شکل اصلاح شده نیوتن به کار می‌رود:

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

که در آن **Dp** دانسیته پالپ است.

انواع کلاسیفایرها

کلاسیفایرها بر اساس نوع جریان به دو دسته کلی تقسیم می‌شوند:

کلاسیفایرهای با جریان افقی، مانند کلاسیفایرهای مکانیکی که مکانیزم غالب در آن‌ها ته‌نشینی آزاد بوده و تأثیر اندازه ذرات بارز است.

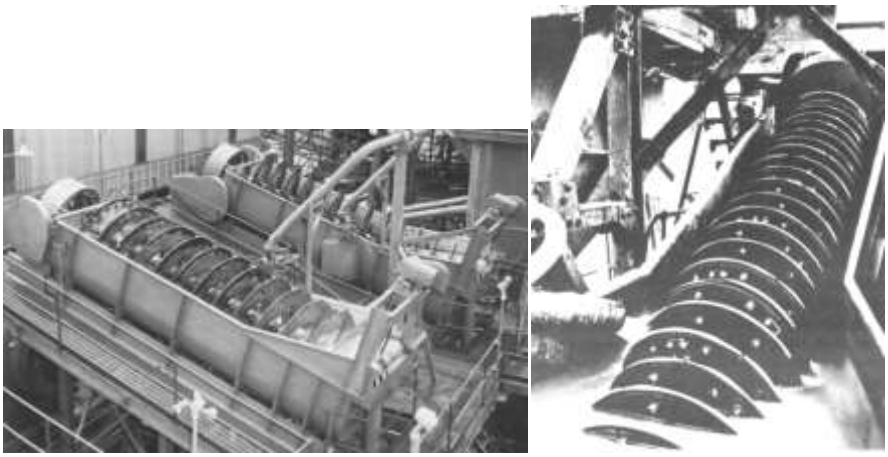
کلاسیفایرهای با جریان عمودی، مانند کلاسیفایرهای هیدرولیکی که مکانیزم آن‌ها ته‌نشینی با مانع بوده و دانسیته در جدایش تأثیر زیادی دارد.

طبقه‌بندی کننده‌های مارپیچی(Spiral Classifiers)

ذرات با سرعت ته‌نشینی کم در مایع، به سرریز منتقل می‌شوند.

ذرات با سرعت ته‌نشینی زیاد در ته ظرف رسوب می‌کنند و در جهت خلاف جریان آب توسط مارپیچ بالا کشیده می شوند.

حرکت مارپیچ باعث آزاد شدن نرمه شده و از ورود آن‌ها به خروجی بالا (ذرات درشت) جلوگیری می‌کند.

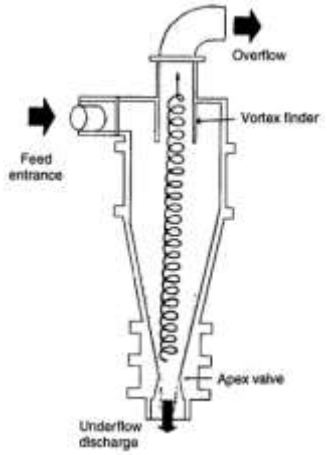


شکل ۸-۶- کلاسیفایر مارپیچی از نوع مکانیکی (Spiral Classifier)

هیدروسیکلون (The Hydrocyclone)

در هیدروسیکلون از نیروی گریز از مرکز برای شتاب دادن به سرعت ته‌نشینی ذرات استفاده می‌شود.

هیدروسیکلون مهم‌ترین وسیله برای طبقه‌بندی ذرات در ابعاد ریز در صنعت کانه‌آرایی می‌باشد (**۱۵۰-۵µm**).

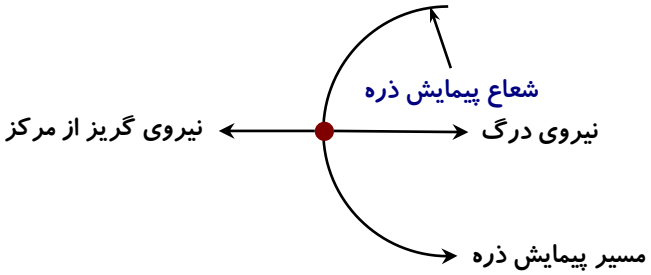


شکل ۸-۷- نمایی از یک هیدروسیکلون

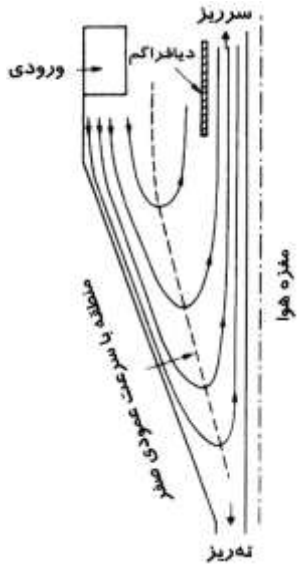
ذرات با سرعت ته‌نشینی زیاد به سمت دیواره حرکت می‌کنند و از دهانه ته‌ریز بیرون می‌روند.

به دلیل عمل نیروی مقاومت سیال، ذرات با سرعت ته‌نشینی کم به سمت منطقه کم فشار در امتداد محور حرکت می‌کنند و به طرف بالا از طریق دیافراگم به سر ریز حمل می‌شوند.

بر هر ذره دو نیرو وارد می‌شود: نیروی گریز از مرکز در جهت خارج و نیروی مقاومت سیال در جهت داخل.



شکل ۸-۸- نیروی وارده بر یک ذره درون هیدروسیکلون

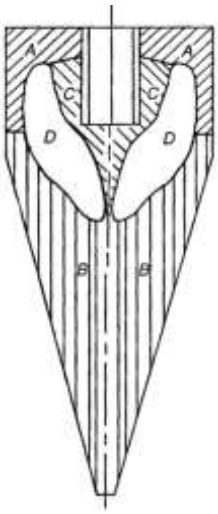


شکل ۸-۹- توزیع مؤلفه‌های عمودی و شعاعی سرعت در داخل هیدروسیکلون

ذرات روی منطقه با سرعت عمودی صفر **(Envelope of zero vertical velocity)**، دارای احتمال مساوی برای انتقال به سرریز و یا خروج از ته‌ریز می‌باشند.

داخل سیکلون از نظر توزیع ابعاد ذرات ممکن است به چهار ناحیه تقسیم شود.

خوراک طبقه‌بندی نشده در ناحیه باریکی حوالی ناحیه **A** وارد شده و به دیواره و سقف سیکلون برخورد می‌کند. ناحیه **B** قسمت خیلی بزرگی از مخروط سیکلون را اشغال می‌کند و حاوی تمامی ذرات درشت طبقه‌بندی شده می‌باشد. تمام ذرات ریز دانه‌بندی شده در ناحیه **C** تجمع پیدا می‌کنند، ناحیه باریکی که از پیرامون دهانه سرریز **(Vortex)** شروع شده و نهایتاً در راستای محور سیکلون به طرف پایین کشیده می‌شود. تنها در ناحیه **D** عمل طبقه‌بندی انجام می‌شود. در عرض این ناحیه توزیع دانه‌بندی شعاعی می‌باشد، همان طور که ابعاد ذرات کاهش پیدا می‌کند فاصله شعاعی از محور کم می‌شود.

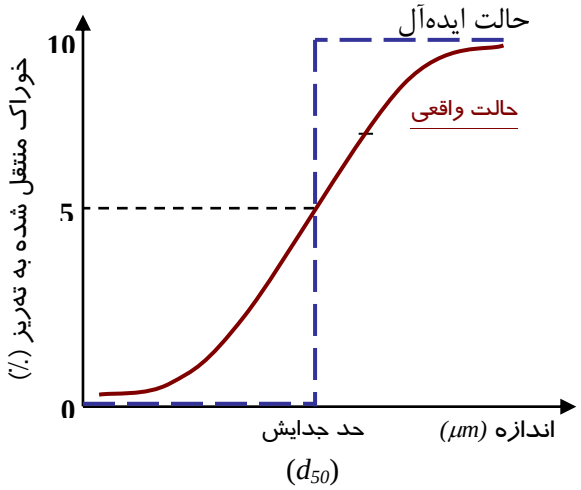


شکل ۸-۱۰- نواحی داخلی سیکلون بر اساس توزیع دانه‌بندی

کارآیی سیکلون (Cyclone Efficiency)

متداول‌ترین روش نمایش بازدهی جدایش سیکلون توسط منحنی جدایش می‌باشد.

حد جدایش، d_{50} (Cut point)، یک سیکلون معمولاً به صورت نقطه‌ای روی منحنی جدایش که در آن ۵۰٪ ذرات به ته‌ریز منتقل می‌شود، مشخص می‌گردد.



شکل ۸-۱۱- نمودار کارآیی جدایش هیدروسیکلون

هرچه شیب قسمت میانی منحنی جدایش بیشتر باشد، کارآیی بالاتر است.

شیب منحنی با مشخص کردن نقاطی که در آن‌ها ۷۵٪ و ۲۵٪ ذرات خوراک به ته‌ریز منتقل می‌شود، می‌تواند بیان شود:

$$\left(I = \frac{d_{75} - d_{25}}{2d_{50}} \right).$$

I: ضریب نقص (**Imperfection Coeficient**) نامیده می‌شود.

در سیکلون ایده‌آل، ضریب نقص برابر با صفر است.

در آبی که به ته‌ریز منتقل می‌شود، ذراتی نیز به طور غیر انتخابی خارج می‌شود که معمولاً مقدار آن به نسبت آب منتقل شده خوراک به ته ریز فرض می‌شود.

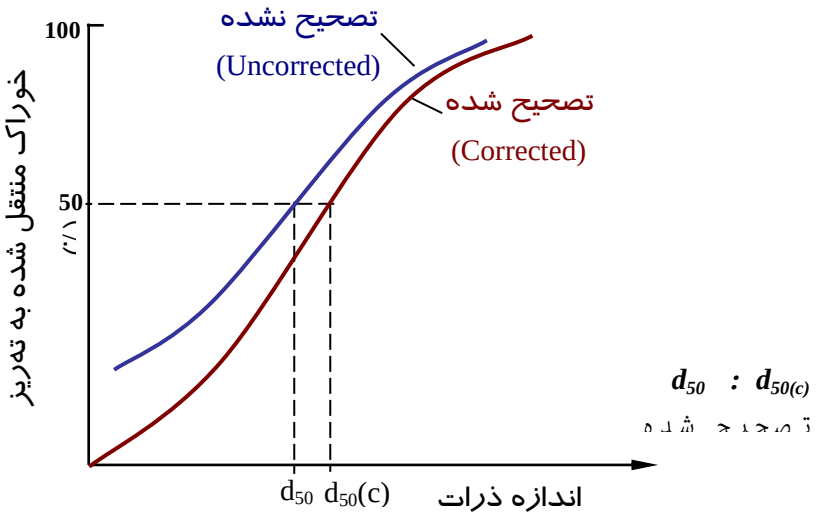
رابطه‌ای برای منحنی جدایش تصحیح شده:

$$y' = \frac{y - R}{1 - R}$$

R: کسر آب خوراک منتقل شده به ته ریز

y′: بازیابی تصحیح شده

y: بازیابی تصحیح نشده



شکل ۸-۱۲- نمودارهای جدایش تصحیح شده و تصحیح نشده

عوامل مؤثر در کارآیی سیکلون

برای رسیدن به حد جدایش مطلوب پارامترهایی مانند ورودی خوراک، اندازه دیافراگم، دهانه ته‌ریز، فشار پالپ و نسبت رقت بایستی تنظیم شوند.

محاسبه حد جدایش و دبی سیکلون از روابط پلیت (**Plitt**):

$$d_{50(c)} = \frac{14.8 D_c^{0.46} D_i^{0.6} D_o^{1.21} \exp(0.063V)}{D_u^{0.71} h^{0.38} Q^{0.45} (S - L)^{0.5}}$$

D_i: قطر ورودی *(cm)*

$d_{50(c)}$: مقدار d_{50} تصحیح شده *(μm)*

D_u: قطر ته‌ریز *(cm)*

S: دانسیته جامد *(g/cm^3)*

L: دانسیته مایع *(g/cm^3)*

h: فاصله انتهای پیدا کننده گرداب (ارتفاع آزاد) *(cm)*

D_c: قطر داخلی *(cm)*

D_o: قطر پیدا کننده گرداب *(cm)*

V: درصد حجمی جامد در خوراک

Q: دبی حجمی خوراک *(m^3/h)*

برای مقاطع غیر دایره‌ای:

$$Q = \frac{0.021 P^{0.56} D_c^{0.21} D_i^{0.53} h^{0.16} (D_u^{\,2} + D_o^{\,2})^{0.49}}{\exp(0.0031V)}$$

$$D_i = \sqrt{\frac{4A}{\pi}}$$

A : سطح مقطع (cm2)

P : فشار (kPa) (۶/۸۹۵kPa=۱psi)

محاسبه حد جدایش و دبی سیکلون‌ها از روابط مولار **(Mular)**:

برای سیکلون‌های معمولی:

۰/۰۷×سطح ورودی = سطح محفظه خوراک

قطر ته‌ریز<قطر دیافراگم ٪۲۵

قطر سیکلون ٪۴۰-۳۰ = قطر دیافراگم

$$d_{50(c)} = \frac{0.77 D_c^{1.875} \exp\left(-0.301 + 0.0945V - 0.00356V^2 + 0.000068V^3\right)}{Q^{0.6}(S-1)^{0.5}}$$

$$Q = 9.4\times10^{-3} P^{0.5} D_c^{\ 2}$$

یکی از پارامترهای مهم سیکلون، افت فشار در آن (بین دهانه ورودی و خروجی سرریز) می‌باشد. توصیه می‌شود که هیدروسیکلون به‌نحوی تنظیم شود که فشار سرریز آن نزدیک فشار جو باشد. در این صورت افت فشار، معادل افت فشار پالپ در دهانه ورودی است.

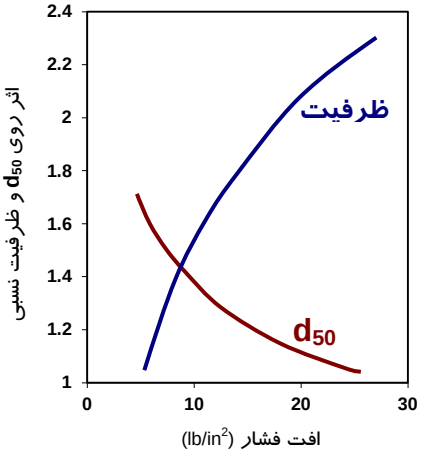
افزایش در دبی خوراک یا فشار، نیروی گریز از مرکز را افزایش می‌دهد و در نتیجه ذرات ریز به ته‌ریز منتقل می‌شوند. به عبارت دیگر، $d_{50(c)}$ کاهش می‌یابد.

با افزایش درصد جامد پالپ، ته‌نشین شدن با مانع و مقاومت در برابر حرکت چرخشی بیشتر می‌شود و درنتیجه ذرات درشت به سرریز راه پیدا می‌کنند.

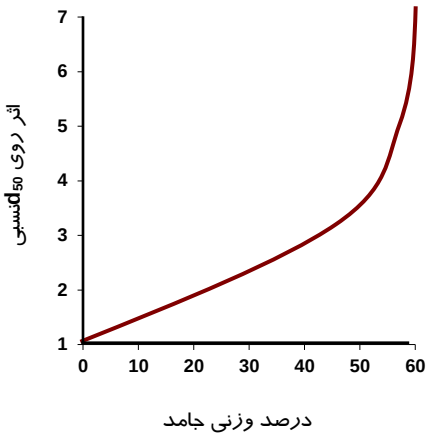
برای جدایش در اندازه‌های ریز باید درصد جامد کم (کمتر از ٪۳۰) و فشار زیاد باشد.

اساسی‌ترین پارامتر هیدروسیکلون قطر آن است و با افزایش آن حد جدایش افزایش می‌یابد.

برای طبقه‌بندی ذرات μm ۱۵۰-۵ از هیدروسیکلون استفاده می‌شود.



شکل ۸-۱۳- تأثیر فشار روی ظرفیت و حد جدایش سیکلون



شکل ۸-۱۴- تأثیر درصد جامد روی حد جدایش سیکلون

با افزایش قطر دهانه سرریز، حد جدایش افزایش می‌یابد. قطر دهانه سرریز تقریباً ۰/۴۵-۰/۲۵ برابر قطر دهانه ورودی سیکلون است.

بازدهی جدایش هیدروسیکلون‌ها از کلاسیفایرهای مکانیکی بیشتر است.

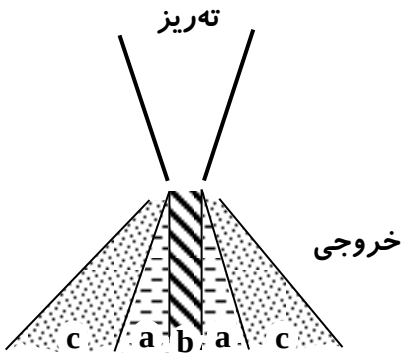
حد جدایش سیکلون هوایی mm۵۰-۵ است. ظرفیت این نوع سیکلون‌ها زیاد ولی بازدهی آن‌ها کم می‌باشد.

با توجه به شکل ۸-۱۵ مناطق خروجی سیکلون به صورت زیر تعریف می‌شوند:

منطقه a: اگر عملیات به طور صحیح صورت گیرد، به وجود خواهد آمد. مخروط تشکیل شده با زاویه $^{\circ}$۳۰-۲۰ خواهد بود.

منطقه b: دهانه ته‌ریز کوچک باعث ایجاد طناب شدگی شده و غلظت پالپ خیلی زیاد می‌شود. از بین رفتن مغزه هوا باعث منتقل شدن ذرات درشت به سرریز می‌شود.

منطقه c: دهانه ته‌ریز بزرگ باعث رقیق شدن بیش از حد ته‌ریز می‌شود، در نتیجه مواد طبقه‌بندی نشده به همراه آب به ته‌ریز منتقل می‌شوند.



شکل ۸-۱۵- تأثیر اندازه دهانه ته‌ریز روی محصول ته‌ریز

برای بالا بردن ظرفیت از چند سیکلون به طور موازی استفاده می‌شود. در این سری سیکلون‌ها، زاویه قرار آن‌ها عمودی نیست. این کار به دو دلیل انجام می‌شود: بالا بردن کارآیی و هدایت آسان‌تر مواد ته‌ریز به خروجی نهایی.

فصل نهم

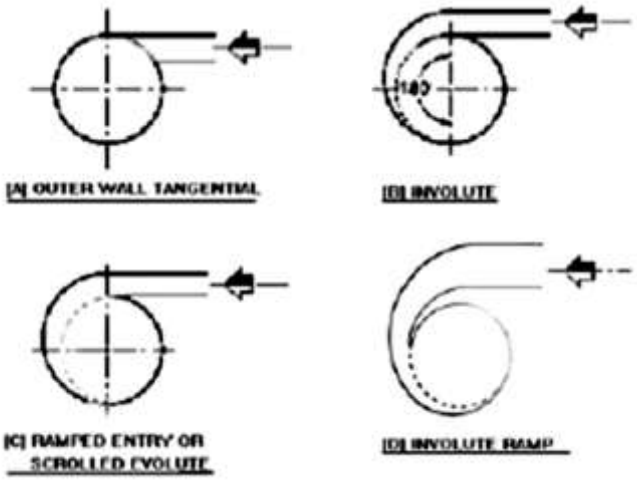
تعیین اندازه و انتخاب هیدروسیکلون

مقدمه

دامنه عملیاتی طبقه‌بندی برای سیکلون‌ها بین ۴۰ تا ۴۰۰ میکرون است. استفاده از سیکلون برای جدایش ذرات ۵ میکرونی و یا ۱۰۰۰ میکرونی نیز گزارش شده است. شکل ۹-۱ قسمت‌های مختلف سیکلون را نمایش می‌دهد.
در طی عملیات، خوراک به صورت پالپ تحت فشار از طریق لوله خوراک به بالای محفظه استوانه‌ای خوراک وارد می‌شود.

شکل ۹-۱- سیکلون و قسمت‌های مختلف آن

ورودی مماسی با طرح‌های مختلف ساخته می‌شود. با ورود خوراک به محفظه، چرخش پالپ داخل سیکلون شروع می‌شود و باعث ایجاد نیروی گریز از مرکز شده که به حرکت ذرات به سمت دیواره بیرونی شدت می‌دهد (شکل ۹-۲).



شکل ۹-۲- انواع ورودی خوراک در سیکلون

ذرات با حرکت به سمت پایین، به صورت مارپیچی از طریق بخش استوانه‌ای به بخش مخروطی راه پیدا می‌کنند.
ذرات با جرم کم به سمت مرکز حرکت کرده و به صورت مارپیچی بالا می‌روند و از طریق پیداکننده گرداب از لوله سرریز خارج می‌شوند.

پارامترهای پایه برای سیکلون استاندارد

سیکلون استاندارد به سیکلونی گفته می‌شود که دارای رابطه هندسی مناسبی بین قطر و طول (جهت فراهم کردن زمان اقامت کافی برای طبقه‌بندی ذرات) سیکلون و سطح مقطع بخش‌های ورودی، پیداکننده گرداب و دهانه خروجی باشد.
روابط و منحنی‌های ارائه شده برای انتخاب سیکلون و تعیین اندازه آن، برای سیکلون استاندارد قابل استفاده است.

- قطر سیکلون، پارامتر اصلی در انتخاب سیکلون است. در واقع قطر داخلی محفظه استوانه‌ای خوراک مورد نظر است.
- سطح افشانه ورودی در نقطه ورود به محفظه خوراک، پارامتر بعدی است و معمولاً دارای مقطع مستطیلی بوده که طول آن، موازی محور سیکلون است. سطح ورودی تقریباً برابر با ۰/۰۵ مجذور قطر سیکلون می‌باشد.

$$\mathbf{A = 0.05\,D^2}$$

- پیداکننده گرداب عامل دیگری است که اندازه آن ۰/۳۵ قطر سیکلون است. این لوله به منظور جلوگیری از میان‌بر زدن مواد، تا پایین‌تر از نقطه ورود خوراک ادامه دارد.
- بخش استوانه‌ای که بین محفظه خوراک و بخش مخروطی قرار دارد. قطر این بخش، مشابه قطر محفظه خوراک بوده و وظیفه آن اضافه کردن طول سیکلون و افزایش زمان ماند است. طول این بخش برابر با قطر سیکلون در نظر گرفته می‌شود.
- بخش مخروطی که دارای زاویه‌ای بین ۱۰ تا ۲۰ درجه می‌باشد و مشابه بخش استوانه‌ای زمان ماند کافی را برای ته‌نشینی مواد فراهم می‌کند.
- دهانه ته‌ریز که قطر آن با توجه به نوع ماده معدنی انتخاب می‌شود و بایستی به اندازه‌ای بزرگ باشد که باعث گرفتگی در زمان خروج مواد نشود. حداقل اندازه معمول دهانه ته‌ریز ۱۰ درصد قطر سیکلون است که می‌تواند تا ۳۵ درصد نیز برسد.

در تعیین اندازه و تعداد سیکلون باید دو نکته در نظر گرفته شود. یکی طبقه‌بندی یا جدایش مورد نیاز و دیگری حجم پالپ خوراکی که قرار است طبقه‌بندی شود.

شرایط پایه انتخاب

شرایط استانداردی که تحت آن باید سیکلون انتخاب گردد، عبارتند از:

۱- آب خوراک در درجه حرارت ۲۰ سانتی‌گراد و ویسکوزیته ۱ سانتی‌پواز

۲- ذرات کروی جامد با دانسیته ۲/۶۵ گرم بر سانتی متر مکعب

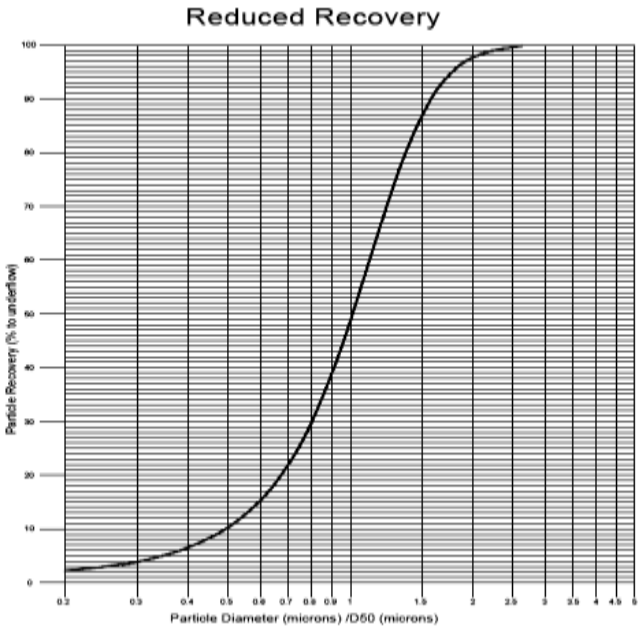
۳- درصد جامد خوراک کمتر از یک درصد حجمی

۴- افت فشار ۱۰Psi (۶۹ kPa)

۵- سیکلونی با ابعاد استاندارد

طبقه‌بندی

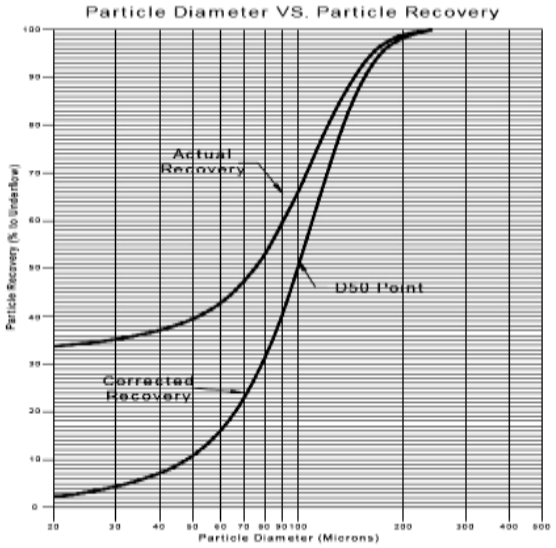
به طور سنتی، طبقه‌بندی به صورت اندازه ذراتی توصیف می‌شود که ۱ تا ۳ درصد آن به سرریز راه پیدا می‌کند. $D50_C$ که به معنای اندازه ذراتی که ۵۰ درصد آن به سرریز و ۵۰ درصد آن به ته‌ریز راه پیدا می‌کند، اخیراً بیشتر مورد استفاده قرار می‌گیرد. کارآیی سیکلون با منحنی توزیع (شکل ۹-۳) نمایش داده می‌شود.



شکل ۹-۳- منحنی توزیع سیکلون

تفاوت منحنی تصحیح شده و تصحیح نشده، در نظر گرفتن ذرات دنباله‌روی شده ریزی است که به ته‌ریز راه یافته است (شکل ۹-۴).

جهت فراهم کردن شرایط مناسب برای مقایسه منحنی کارآیی سیکلون در کاربردهای مختلف، "بازیابی کاهش یافته" که در آن ابعاد ذرات به $D50_C$ تقسیم می‌شود، ارائه گردیده است.



شکل ۹-۴- منحنی توزیع تصحیح شده و تصحیح نشده

تحقیقات نشان داده است که این منحنی برای دامنه وسیعی از اندازه سیکلون‌ها و شرایط عملیاتی که در آن جامد با یک دانسیته با دانه‌بندی معمول استفاده می‌شود، ثابت است.

معادله زیر برای محاسبه بازیابی کاهش یافته به کار می‌رود. این بازیابی به همراه جامد میان‌بر زده شده، برای پیش‌بینی توزیع کامل دانه‌بندی ته‌ریز مورد استفاده قرار می‌گیرد.

$$R_r = \frac{e^{4X} - 1}{e^{4X} + e^4 - 2}$$

R_r: بازیابی به ته‌ریز بر اساس منحنی تصحیح شده

X: نسبت اندازه ذرات به $d50_c$

در طراحی مدارهای خردایش، تولید سرریزی که دارای دانه‌بندی معین باشد، مورد نظر است که معمولاً به صورت درصد عبوری از اندازه معینی تعریف می‌شود. روابط تجربی برای برقراری رابطه بین توزیع دانه‌بندی سرریز و $D50_C$ مورد نیاز، ارائه شده است که جدول ۹-۱ یکی از آن‌ها را نشان می‌دهد.

جدول ۹-۱- ضریب توزیع دانه‌بندی سرریز

درصد عبوری از اندازه معین (میکرون)	ضریب
۹۸/۸	۰/۵۴
۹۵	۰/۷۳
۹۰	۰/۹۱
۸۰	۱/۲۵
۷۰	۱/۶۷
۶۰	۲/۰۸
۵۰	۲/۷۸

به عنوان مثال، $D50_C$ بر حسب میکرون، برای حالتی که سرریز سیکلونی با ۸۰ درصد عبوری از ۱۴۹ میکرون (۱۰۰ مش) مورد نیاز است، برابر است با: $1.25\times149=186\,\mu m$

جدایشی که از یک سیکلون به دست می‌آید (عملی یا $D50_{C\ application}$)، از رابطه زیر قابل محاسبه است.

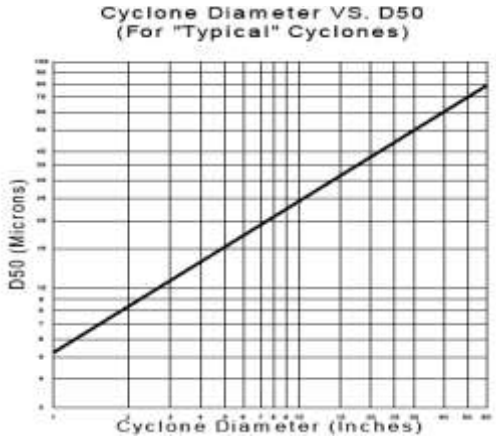
$$D50_{C(application)} = D50_{C(base)} \times C_1 \times C_2 \times C_3$$

$D50_C$ پایه، اندازه برحسب میکرون است که سیکلون استاندارد تحت شرایط پایه با اندازه به دست آمده از رابطه یا شکل ۹-۵ کار می‌کند.

$$D50_{C(base)} = 2.84 \times D^{0.66}$$

D: قطر سیکلون (cm)

به عنوان مثال، سیکلونی با قطر ۲۵/۴ سانتی‌متر، $D50_C$ پایه‌ای، برابر با ۲۴ میکرون دارد (شکل ۹-۵).



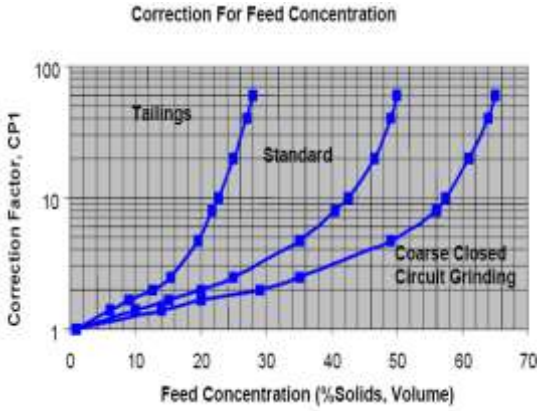
شکل ۹-۵- رابطه قطر و D_{50} (base)

ضرایب تصحیح

۱- ضریب تصحیح C_1: اولین ضریب تصحیح (C_1) تأثیر درصد جامد خوراک را اعمال می‌نماید. رابطه یا شکل زیر برای محاسبه ضریب تصحیح C_1 می‌تواند مورد استفاده قرار گیرد (شکل ۹-۶).

$$C_1 = \left(\frac{53 - V}{53}\right)^{-1.43}$$

V: درصد جامد حجمی خوراک



شکل ۹-۶- ضریب تصحیح درصد جامد

باید توجه داشت که این تصحیح، شاخص نسبی ویسکوزیته پالپ است که اندازه ذرات و شکل آن‌ها بر آن تأثیرگذار می‌باشند.

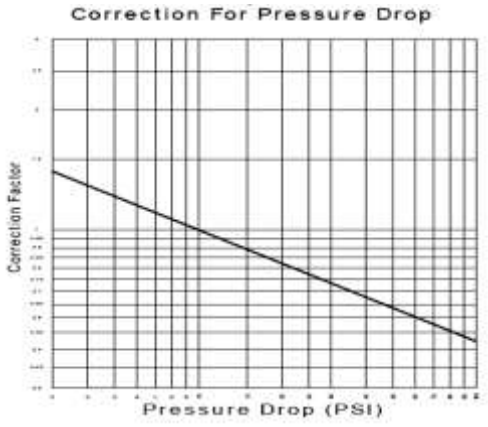
به عنوان مثال، خوراکی که دارای مقادیر زیادی رس است، این منحنی را به سمت چپ کشیده و جدایش درشت‌تر می‌شود. در حالی که عدم وجود ذرات ریز منحنی را به راست کشیده و جدایش را ریزتر می‌کند.

۲- ضریب تصحیح C_2: دومین ضریب، مربوط به تأثیر افت فشار در تعداد سیکلون است که به صورت تفاوت بین فشار خوراک و فشار سرریز اندازه‌گیری می‌شود (شکل ۹-۷). توصیه می‌شود که فشار طراحی بین ۴۰ تا ۷۰ کیلوپاسکال (۵ تا ۱۰ Psi) باشد. بالا بردن بیش از اندازه فشار، باعث افزایش سایش و مصرف انرژی بیشتر می‌گردد.

ضریب برای افت فشار از رابطه و یا شکل زیر قابل محاسبه است.

$$C_2 = 3.27 \times \Delta P^{-0.28}$$

ΔP: افت فشار برحسب کیلوپاسکال



شکل ۹-۷- ضریب تصحیح فشار

برای تعیین اندازه پمپ مورد نیاز، با درنظر گرفتن اتلاف‌های مختلف و کارآیی پمپ، رابطه زیر می‌تواند به کار گرفته شود.

$$\text{Power} = \frac{P.Q}{3600}$$

P: افت فشار (kPa)

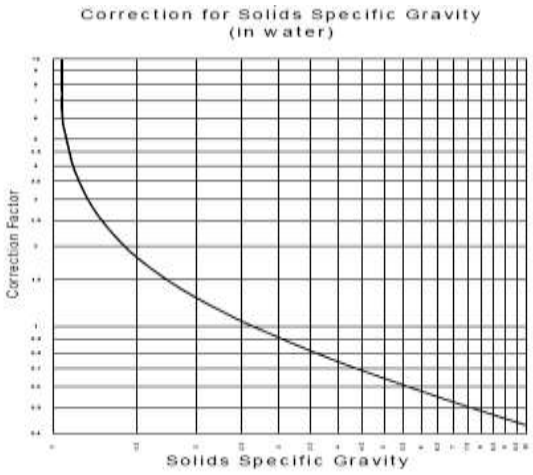
Q: دبی جریان (m^3/h)

Power: توان برحسب kW

۳- ضریب تصحیح C_3: ضریب سوم که تأثیر دانسیته ذرات و سیال را بر جدایش در نظر می‌گیرد، از رابطه یا شکل ۹-۸ قابل محاسبه است.

$$C_3 = \left(\frac{1.65}{G_S - G_L} \right)^{0.5}$$

که در آن G_S و G_L به ترتیب دانسیته جامد و آب (معمولاً ۱) می‌باشند.



شکل ۹-۸- ضریب تصحیح دانسیته جامدات

این ضریب، در مواردی که کانی باارزش دارای دانسیته بیشتری نسبت به گانگ است، اهمیت دارد. این امر امکان آزادسازی بهتر کانی باارزش را در اندازه کلی جدایش درشت‌تر، فراهم می‌نماید.

رابطه مربوط به تأثیر دانسیته، از قانون استوکس جهت تعیین اندازه ذراتی که دارای سرعت حدی مشابهی با ذرات با دانسیته ۲/۶۵ می‌باشند، به دست آمده است.

قطر سیکلون به همراه سه ضریب تصحیح درصد جامد، افت فشار و دانسیته، پارامترهای اصلی لازم برای تعیین اندازه و تعداد سیکلون‌ها است. متغیرهای دیگر، مانند اندازه پیداکننده گرداب و اندازه ورودی بر جدایش تأثیرگذار می‌باشند.

پیداکننده گرداب بزرگ‌تر، منجر به جدایش درشت‌تر شده و پیداکننده گرداب کوچک‌تر، جدایش ریزتری به همراه دارد. به همین دلیل، اندازه قطر پیداکننده گرداب از حداقل ۲۵ درصد تا حداکثر ۴۵ درصد قطر سیکلون، تغییر می‌کند.

تأثیر سطح مقطع ورودی خوراک، مشابه تأثیر پیداکننده گرداب است ولی میزان آن کمتر است.

اندازه دهانه ته‌ریز تا زمانی که خیلی کوچک نباشد، چندان تأثیرگذار نیست.

زمان ماند در سیکلون تا حدودی بر کارآیی سیکلون تأثیرگذار است. در محدوده معمول، افزایش زمان ماند منجر به جدایش ریزتر می‌شود. زمان ماند در سیکلون می‌تواند با تغییر طول بخش استوانه‌ای یا تغییر زاویه بخش مخروطی، تغییر داده شود.

نرخ جریان

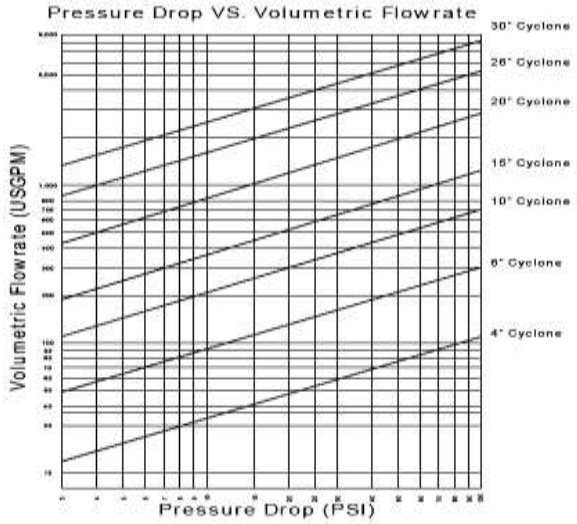
دومین پارامتر مهم که باید در نظر گرفته شود، فراهم کردن ظرفیت کافی سیکلون، برای انجام عملیات جدایش است. حجم پالپ خوراکی که یک سیکلون می‌تواند از عهده آن برآید، به افت فشار در امتداد محور قائم سیکلون بستگی دارد. شکل ۹-۹ یا رابطه زیر این وابستگی را نشان می‌دهد.

$$Q \approx 9.5 \times 10^{-3} \sqrt{P} D^2$$

P: افت فشار (kPa)

D: قطر سیکلون (cm)

Q: نرخ جریان (m^3/h)



شکل ۹-۹- رابطه افت فشار و دبی

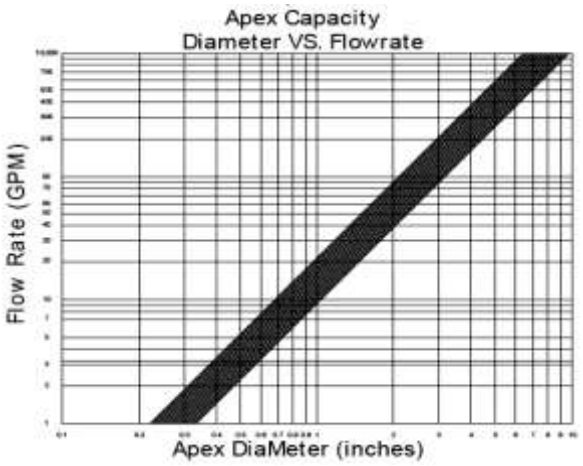
اندازه سیکلون تعیین شده و افت فشار به کار رفته، برای پیدا کردن دبی جریان استفاده می‌شوند.

دبی کل جریان در عملیات، بر دبی جریان سیکلون تقسیم می‌شود تا تعداد سیکلون مورد نیاز به دست آید. باید متذکر شد که دبی به دست آمده، مربوط به آب است که با اغماض برای پالپ به کار می‌رود. معمولاً تعداد سیکلون‌های محاسبه شده در این حالت، کمی بیش از تعداد واقعی مورد نیاز است. به طور معمول ۲۰ تا ۲۵ درصد سیکلون‌ها برای تعمیرات و نگهداری و انعطاف‌پذیری عملیات، به صورت آماده به کار نگه داشته می‌شوند.

اندازه پیداکننده گرداب و سطح مقطع ورودی خوراک، بر دبی حجمی جریانی که یک سیکلون می‌تواند از عهده آن برآید، تأثیر می‌گذارند. پیداکننده گرداب یا سطح مقطع ورودی خوراک بیشتر، ظرفیت را افزایش می‌دهد.

تجربه نشان داده است که اگر دانسیته ته‌ریز ۵۰ تا ۵۳ درصد حجمی برای مدارهای آسیاکنی اولیه و درصد جامدهای ۴۰ تا ۴۵ درصد حجمی برای مدارهای آسیاکنی ثانویه انتخاب شود، مطلوب است.

دانسیته جامد ته‌ریز با توجه به باردرگردش مورد نظر انتخاب می‌شود (میزان موادی که از ته‌ریز هر سیکلون باید عبور کند).



شکل ۹-۱۰- رابطه نرخ جریان و قطر ته‌ریز

منطقه هاشور زده شده برای هر سیکلون استاندارد، دامنه ظرفیت ته‌ریز را به دست می‌دهد (شکل ۹-۱۰).

ملاحظات عملیاتی و طراحی

✓ لوله‌کشی خوراک و توزیع آن

مشخص شده است که اندازه لوله‌ای که سرعت خطی ۲۰۰ تا ۳۰۰ سانتی‌متر بر ثانیه را تولید کند، برای جلوگیری از ته‌نشینی ذرات، حتی در بخش‌های افقی لوله کافی است.

برای توزیع خوراک بین چندین سیکلون، چند راهه نوع شعاعی پیشنهاد می‌شود که در آن محفظه مرکزی، منطقه مخلوط شدن می‌شود (شکل ۹-۱۱) و سرعت خطی به ۶۰ تا ۹۰ سانتی‌متر بر ثانیه کاهش می‌یابد.

شکل ۹-۱۱- توزیع خوراک در خوشه سیکلون

✓ مواد مورد استفاده برای ساخت سیکلون

معمولاً سیکلون‌ها به صورت فلزی و با آستر مناسب ساخته می‌شوند. با توجه به نرخ سایش قسمت‌های مختلف سیکلون، نوع آستر به کار رفته در بخش‌های مختلف آن متفاوت است.

لاستیک طبیعی عمده‌ترین نوع آستر است که به دلیل ارزانی، سبکی و مقاومت در مقابل سایش زیاد استفاده می‌شود. زمانی که درجه حرارت بالا (بیش از $60^{\circ}C$) باشد و هیدروکربن و یا مواد شیمیایی خاص در پالپ وجود داشته باشد، آستر لاستیکی مورد استفاده نیست.

آستر سرامیکی برای دهانه خروجی و بخش‌هایی که دارای سایش بالا می‌باشند (بخش پایینی مخروطی یا پیداکننده گرداب)، نیز معمول است.

مواد الاستومتری مانند نئوپرن، زمانی که درجه حرارت بالا باشد و یا مواد هیدروکربنی در پالپ باشد، به کار گرفته می‌شوند.

✓ محاسبات افت فشار

درصورتی‌که سرریز با فشار نزدیک به اتمسفر تخلیه شود، فشار خوراک همان افت فشار خواهد بود.

برای تبدیل افت فشار به ارتفاع برحسب پالپ، برای انتخاب پمپ رابطه زیر به کار می‌رود.

$$M = \frac{\Delta P \times 0.102}{G}$$

M: ارتفاع برحسب متر پالپ

ΔP: افت فشار برحسب کیلوپاسکال

G: دانسیته

درصورتی‌که سرریز، تحت فشار مثبت تخلیه شود، بخشی از مواد از سرریز به ته‌ریز راه پیدا می‌کند و منجر به کاهش دانسیته ته‌ریز می‌شود.

اگر نقطه خروجی سرریز، پایین‌تر از نقطه ورودی خوراک باشد، بخشی از ذرات درشت‌تر به دلیل عمل سیفون شدن به سرریز راه پیدا می‌کند. با نصب یک لوله هوا به بالای لوله سرریز هر سیکلون، می‌توان از سیفون شدن جلوگیری کرد.

در حالتی که ته‌ریز با فشار منفی تخلیه شود، تأثیر مشابه فشار مثبت در سرریز ایجاد می‌شود. اگر ته‌ریز در مقابل فشار مثبت تخلیه شود، میزان جریان کاهش می‌یابد و دهانه ته‌ریز بزرگ‌تری باید انتخاب شود تا ذرات طبقه‌بندی شده آزادانه از آن تخلیه شوند.

✓ طراحی پمپ و حوضچه آن

خوراک ورودی به سیکلون تا حد ممکن باید از نظر دبی و دانسیته پالپ، پایدار باشد.

حوضچه پمپ حتی‌الامکان باید دارای سطح مقطع کوچک و عمق زیاد باشد. این کار از تجمع مواد در کف حوضچه و هم چنین از هواکشی سریع پمپ جلوگیری می‌کند.

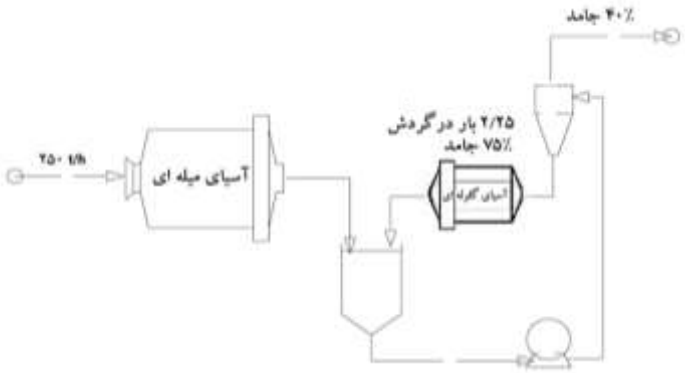
✓ الگوی جریان خروجی از دهانه ته‌ریز

ته‌ریز سیکلونی که در فشار اتمسفر تخلیه می‌شود، زاویه خروجی بین ۲۰ تا ۳۰ درجه دارد. در صورتی که مخروط سیکلون دارای خروجی با زاویه زیاد باشد، اندازه دهانه باید کوچک‌تر شود تا دانسیته پالپ خروجی را افزایش دهد.

اگر جریان خروجی از ته‌ریز دارای مغزه هوا نباشد، خروجی طنابی خواهد شد که نشان‌دهنده کوچک بودن دهانه است. این امر باعث می‌شود که بخشی از مواد درشت به سرریز راه پیدا کنند.

مثال:

اندازه و تعداد سیکلون مورد نیاز را برای مدار زیر تعیین کنید.



اندازه سرریز مناسب ۶۰٪ کوچک‌تر از ۲۰۰ مش (۷۴ میکرون) و دانسیته جامد خشک gr/cm^3 ۲/۹ است. (۱ گالن بر دقیقه برابر است با ۰/۰۶۳۰۹ لیتر بر ثانیه)

فشار عملیاتی: ۵۰ کیلوپاسکال

حل:

➢ **مرحله اول:**

سرریز

دبی جامد خشک: ۲۵۰ تن بر ساعت

دبی آب:

$$250 \times \frac{100-40}{40} = 375 \ {}^{t}/_{h}$$

دبی جرمی پالپ:

$$250 + 375 = 625 \, {}^{t}/_{h}$$

دانسیته پالپ:

$$\frac{625}{\frac{250}{2.9}+375}=1.355$$

دبی حجمی پالپ:

$$\frac{250}{2.9}+375=461.21\,{}^{m^3}\!/_{h}=128\,{}^{lit}\!/_{s}=2030GPM$$

تەریز

دبی جامد خشک:

$$2.25\times250=562\,{}^{t}\!/_{h}$$

دبی آب:

$$562\times\frac{100-75}{75}=187\,{}^{t}\!/_{h}$$

دبی جرمی پالپ:

$$562+187=749\,{}^{t}\!/_{h}$$

دانسیته پالپ:

$$\frac{749}{\frac{562}{2.9}+187}=1.966$$

دبی حجمی پالپ:

$$\frac{562}{2.9}+187=380.70\,{}^{m^3}\!/_{h}=106\,{}^{lit}\!/_{s}=1676GPM$$

خوراک (سرریز+تەریز)

دبی جامد خشک: ۸۱۲ تن بر ساعت

دبی آب: ۵۶۲ تن بر ساعت

دبی جرمی پالپ: ۱۳۷۴ تن بر ساعت

درصد جامد:

$$\frac{812}{812+562}\times100=59.1$$

دانسیته پالپ:

$$\frac{1374}{\frac{812}{2.9}+562}=1.632$$

دبی حجمی پالپ:

$$\frac{812}{2.9}+562=842\,{}^{m^3}\!/_{h}=234\,{}^{lit}\!/_{s}=3706GPM$$

درصد جامد حجمی:

$$\frac{\frac{59.1}{2.9}}{\frac{59.1}{2.9}+\frac{40.9}{1}}\times100=33.2$$

➢ **مرحله دوم:**

محاسبه $D50_c$ برای سرریز با ۶۰ درصد عبوری از ۷۴ میکرون

$$D50_{C(application)} = 2.08 \times 74 = 154\,\mu m$$

➢ **مرحله سوم:**

تعیین قطر سیکلون مورد نیاز

$$C_1 = \left(\frac{53-33.2}{53}\right)^{-1.43} = 4.09$$

$$C_2 = 3.27 \times (50)^{-0.28} = 1.1$$

$$C_3 = \left(\frac{1.65}{2.9-1}\right)^{0.5} = 0.93$$

در نتیجه:

$$D50_{C(application)} = D50_{C(base)} \times C_1 \times C_2 \times C_3$$

$$154 = D50_{C(base)} \times 4.09 \times 1.1 \times 0.93$$

$$D50_C = 37\,\mu m$$

$$37 = 2.84 \times (D)^{0.66}$$

قطر سیکلون:

$$D = 49cm$$

➢ **مرحله چهارم:**

تعیین دبی از شکل یا رابطه مربوط

$$Q = 44.8\,lit/s$$

تعداد سیکلون مورد نیاز:

$$\frac{234}{44.8} = 5.22 \approx 6$$

➢ **مرحله پنجم:**

محاسبه اندازه تەریز

دبی کل تەریز:

$$106\,lit/s$$

دبی تەریز برای هر سیکلون:

$$\frac{106}{6} = 18\,lit/s$$

از شکل مربوط، اندازه دهانه مناسب برابر است با:

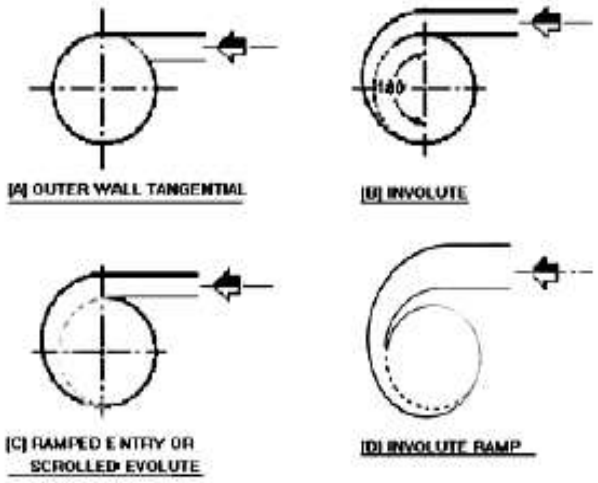
$$9.5cm$$

متغیرهای طراحی و هندسه هیدروسیکلون

❖ طراحی ورودی هیدروسیکلون

هیدروسیکلون‌هایی که قبل از ۱۹۵۰ طراحی می‌شد، دارای خوراک ورودی مماس بر دیواره خارجی بودند. این طرح برای جدایش در اندازه‌های ریز و پالپ‌های ساینده مناسب نبودند. هیدروسیکلون‌هایی که امروزه ساخته می‌شوند، دارای ورودی قوسی شکل شیب‌دار می‌باشند.

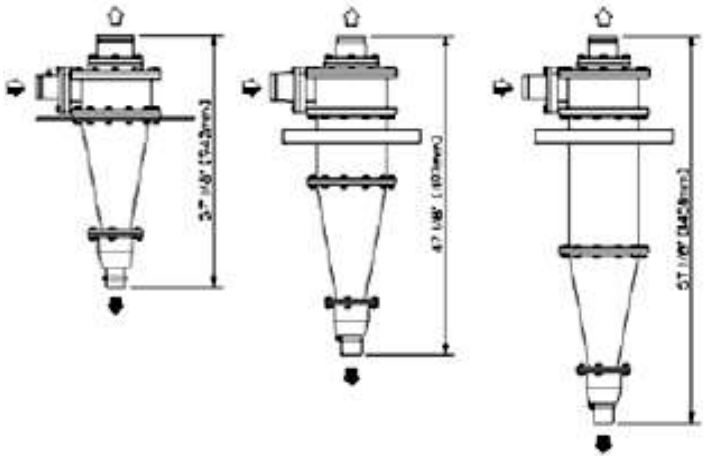
سطح مقطع ورودی شکاف خوراک‌دهی به داخل بخش استوانه‌ای، بر ظرفیت و حد جدایش تأثیرگذار است و اغلب هیدروسیکلون‌ها گزینه‌های مختلفی دارند تا بر اساس نیاز، این سطح قابل افزایش و یا کاهش باشد. به عنوان مثال، با افزایش این سطح، ظرفیت و حد جدایش بیشتر می‌شود (شکل ۹-۱۲).



شکل ۹-۱۲- مقطع‌های مختلف ورودی سیکلون

❖ بخش استوانه‌ای

معمولاً هیدروسیکلون‌ها داری بخش استوانه‌ای می‌باشند که طول آن برابر قطر هیدروسیکلون می‌باشد. این بخش می‌تواند جدا باشد و یا با بخش ورودی خوراک ترکیب شده باشد (شکل ۹-۱۳).



شکل ۹-۱۳- مدل‌های مختلف قسمت استوانه‌ای سیکلون

در شکل هیدروسیکلون‌هایی بدون بخش استوانه‌ای و با یک و دو بخش استوانه‌ای نشان داده شده‌اند.

بخش استوانه‌ای بلندتر، باعث افزایش زمان ماند مواد و ظرفیت می‌شود و سرعت مماسی را کاهش می‌دهد. افزایش ظرفیت در فشار ثابت، بین ۸ تا ۱۰ درصد مشاهده شده است. هیدروسیکلون‌های بزرگ‌تر (۶۶-۸۴cm) معمولاً دارای بخش استوانه‌ای کوتاه‌تر می‌باشند.

❖ بخش مخروطی

زاویه بخش مخروطی با توجه به نوع کاربرد، متفاوت است ولی معمولاً ۲۰ درجه است.
هیدروسیکلون‌هایی که دارای ته صاف می‌باشند، برای جدایش‌های درشت‌تر که حد جدایش آن‌ها ۲ تا ۳ برابر هیدروسیکلون‌های معمول است، به کار گرفته می‌شود.
مخروط بلندتر با زاویه ۱۰ درجه، جدایش ریزتری را با ظرفیت بیشتر نسبت به هیدروسیکلون ۲۰ درجه فراهم می‌کند. استفاده از این زاویه، باعث تغییر ۱۵ تا ۲۰ درصدی در حد جدایش پیش‌بینی شده می‌گردد.

❖ پیداکننده گرداب

معمولاً دامنه‌ای از پیداکننده‌های گرداب با اندازه‌های مختلف، برای هر مدل وجود دارد. اندازه پیداکننده گرداب بین ۲۰ تا ۴۵ درصد قطر هیدروسیکلون متغیر است.
پیداکننده‌های گرداب بزرگ‌تر، ظرفیت را افزایش می‌دهند ولی منجر به جدایش نسبتاً درشت‌تری می‌گردند.
ضریب تصحیح برای اندازه پیداکننده گرداب عبارت است از:

$$D_{D(Vortex\ \ finder)}=\frac{D_V}{(0.3\times D_C)^{0.6}}$$

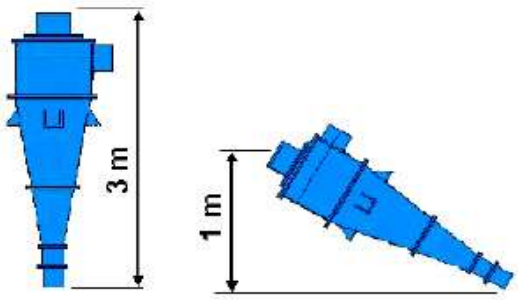
که در آن D_V و D_C به ترتیب، قطر پیداکننده گرداب و سیکلون می‌باشند.

❖ طراحی دهانه ته‌ریز

زاویه دهانه و طراحی آن، تأثیر زیادی بر کارآیی هیدروسیکلون دارد. بهترین نتیجه زمانی است که جدایش مورد نظر با بالاترین درصد جامد ته‌ریز به دست آید.
معمولاً اندازه دهانه بر اساس عبور میزان ذرات مورد نظر با بالاترین دانسیته پالپ تعیین می‌شود.
در اکثر موارد، تغییر دهانه ته‌ریز با تغییر زاویه دهانه همراه است که این بر حد جدایش مورد انتظار تأثیر می‌گذارد.
زاویه خروجی مواد از دهانه ته‌ریز نشان‌گر نحوه کار آن می‌باشد. زمانی که زاویه خیلی باز باشد، نشان دهنده بزرگی دهانه ته‌ریز است و برعکس، طناب شدگی ته‌ریز (زاویه خیلی کم) نشان از کوچک بودن دهانه دارد.

❖ زاویه نصب سیکلون

هیدروسیکلون‌ها می‌توانند در زاویه‌های مختلف از افقی تا عمودی نصب شوند. کم کردن زاویه نصب، می‌تواند حد جدایش را ۲۰ تا ۴۰ درصد بسته به نوع کاربرد افزایش دهد (شکل ۹-۱۴).
زاویه نصب سیکلون معمولاً برای افزایش تناژ با تولید ذرات درشت‌تر به کار گرفته می‌شود.
زاویه نصب کمتر از ۴۵ درجه مشکلاتی را در خصوص نگهداری و مخصوصاً در افزایش سایش دهانه ورودی داشته است. از طرف دیگر، فشار روی ته‌ریز کمتر شده و سایش دهانه ته ریز، در مقایسه با سیکلون عمودی در حدود ۱۰۰ درصد کاهش پیدا می‌کند.



شکل ۹-۱۴- سیکلون‌های نصب شده در زاویه‌های مختلف

۵۰ درصد هیدروسیکلون‌های نصب شده در ۱۰ سال اخیر در مدارهای آسیاهای نیمه‌خودشکن، زاویه ۴۵ درجه از افق داشته‌اند. دلیل عمده این کار دستیابی به درصد جامد ته‌ریز بالاتر در مقایسه با سیکلون‌های عمودی بوده است.

نصب هیدروسیکلون‌ها با زاویه ۴۵ درجه، امکان بزرگ‌تر کردن اندازه دهانه ته‌ریز را فراهم می‌کند. این امر از گرفتگی ته‌ریز در مقایسه با ته‌ریز سیکلون‌هایی که عمودی نصب شده‌اند، جلوگیری می‌کند.

از محدودیت‌های نصب زاویه‌دار سیکلون، می‌توان به طولانی‌تر شدن لوله‌های سرریز، کم شدن عمر آستر دهانه ورودی و مشکل دسترسی به قسمت پایین هیدروسیکلون اشاره کرد.

❖ آسیاکنی مدار بسته

بسته به نوع کاربرد، سرریز هیدروسیکلون‌های به کار گرفته شده در آسیاکنی مدار بسته از P_{80}، ۳۰۰ میکرون تا P_{95}، ۲۵ میکرون در نوسان است (جدول ۹-۲).

جدول ۹-۲- دانه‌بندی سرریز سیکلون‌ها در مدار بسته

Cyclone Product		Copper			Gold			Iron Ore Fine			Iron Ore Coarse		
		Feed Cum Wt% Finer	Over-flow Cum Wt% Finer	Under-flow Cum Wt% Finer	Feed Cum Wt% Finer	Over-flow Cum Wt% Finer	Under-flow Cum Wt% Finer	Feed Cum Wt% Finer	Over-flow Cum Wt% Finer	Under-flow Cum Wt% Finer	Feed Cum Wt% Finer	Over-flow Cum Wt% Finer	Under-flow Cum Wt% Finer
Mesh	Microns												
4	4800	93	100	90	100	100	100	100	100	100	99	100	98
10	1700	75	100	73	97	100	97	99	100	99	97	100	94
20	850	65	99	59				97	100	96	94	100	89
28	600	54	98	46	88	100	86	95	100	92	92	100	86
35	417	43	93	35	82	100	78	92	100	89	87	100	80
48	300	32	82	23	75	100	68	90	100	85	81	99	74
65	212	24	70	15	53	100	35	87	100	82	71	96	58
100	150	17	57	10	50	99	32	84	100	78	56	86	40
150	106	13	46	7	34	93	17	81	100	74	44	72	27
200	75	10	37	5	24	81	12	78	100	69	34	59	18
270	53	8	30	4	18	68	8	72	100	61	28	49	12
325	45				16	63	7	68	99	55	24	41	11
400	37	7	25	3	15	60	6	62	97	47			
500	25							51	91	35			
% Solids		65	36	81	43	21	67	14	5	78	66	54	80
Circulating Load		430			305			240			130		
Pressure, PSI		11			16			30			11		
Cyclone Diameter		840mm (33")			510mm (20")			380mm (15")			660mm (26")		

در طراحی اکثر کارخانه‌ها چون شرایط خوراک مشخص نیست، انتخاب سیکلون بر اساس سرریز انجام می‌شود.

اندازه‌ای که در آسیاکنی مورد نظر است، D_{95} یا D_{99} است. به عبارت دیگر ۹۵ یا ۹۹ درصد احتمال راه‌یابی ذرات به ته‌ریز از اهمیت بیشتری برخوردار است. این اندازه معمولاً دو برابر D_{50} است.

در اکثر موارد، ظرفیت آسیا محدود کننده است. چون تغییراتی که باعث افزایش ته‌ریز (بار در گردش) سیکلون می‌شود، باید وارد آسیا شوند و چون خوراک تازه آسیا ثابت است، در نتیجه میزان بار در گردش نمی‌تواند از یک مقدار بیشتر شود.

❖ هیدروسیکلون‌های باطله

ساخت سد باطله در پروژه‌های معدن‌کاری از اهمیت خاصی برخوردار است. هیدروسیکلون اغلب به عنوان منبع کم هزینه‌تر تولید ماسه از باطله کارخانه به کار گرفته می‌شود. خصوصیات ماده‌ای که برای تولید سد باطله به کار می‌رود، عبارتند از:

۱- امکان زهکشی جهت تحکیم مواد

۲- حداقل کردن خطر شکست به واسطه شرایط بارگذاری دینامیکی
۳- فراهم کردن عبور نرخ بالای آب از میان ذرات درشت

به کارگیری سیکلون برای بازیابی ذرات درشت باطله معمولاً برای کارخانه‌های فرآوری مس که باطله نسبتاً درشتی دارد، معمول می‌باشد.

ماسه با کیفیت بالا به ماسه‌ای گفته می‌شود که کمتر از ۲۰ درصد ذرات کوچک‌تر از ۷۵ میکرون داشته باشد. باید متذکر شد که شاخص مناسب‌تر، میزان ذرات زیر ۲۰ میکرون و یا ۵ میکرون است.

اندازه سیکلون برای باطله، معمولاً بین ۲۵ تا ۶۶ سانتی‌متر است. در عمل برای سدهای باطله هیدروسیکلون‌ها بالای سد و با زاویه نصب شده و تەریز آن مستقیماً تخلیه می‌شود. زاویه‌دار نصب شدن هیدروسیکلون‌ها در چنین کاربردهایی، میزان آب و ذرات ریز راه یافته به تەریز را کاهش می‌دهد.

معمولاً برای تهیه ماسه با کیفیت بالا لازم است که هیدروسیکلون‌ها در دو مرحله به کار گرفته شوند که در آن تەریز هیدروسیکلون اول به هیدروسیکلون دوم خوراک‌دهی می‌شود.

یک جایگزین کم هزینه برای سیکلون دو مرحله‌ای، وارد کردن آب تمیز به بخش مخروطی هیدروسیکلون است که باعث می‌شود ذرات ریز دنباله‌روی شده به سرریز راه پیدا کنند.

❖ آب‌گیری و نرمه‌گیری

آب‌گیری و نرمه‌گیری در عملیات غیرفلزی بسیار متداول است که در آن ذرات ریز زیاد است.

در مواردی که دانسیته تەریز هیدروسیکلون اهمیت دارد، اتصالات خاصی برای محدود کردن یا کنترل جریان تەریز نصب می‌شود. شکل این اتصال، دهانه اردکی نام دارد که به پایین دهانه تەریز وصل می‌شود و به سرریز یک لوله اضافی وصل می‌شود تا باعث ایجاد حالت سیفونی گردد. شیری برای تنظیم میزان سیفون شدن نصب شده و مقدار سیفون شدن بر نیروی لازم جهت بازکردن شیر دهانه اردکی، تأثیر می‌گذارد.

❖ جدایش‌های بیش از حد ریز

در بعضی از جدایش‌ها مانند بازیابی کانی کاسیتریت، لازم است که ذرات خیلی ریز جدا شوند. برای این کار سیکلون‌هایی با اندازه ۵ سانتی‌متر استفاده می‌شوند. طرح این گونه سیکلون‌ها، برای دستیابی به D_{50} بین ۵ تا ۱۰ میکرون تغییر داده شده است.

سیکلون‌های کوچک‌تر با ابعاد بین ۱۳ تا ۲۵ میلی‌متر موجود می‌باشند ولی به دلیل ظرفیت کمتر و دهانه تەریز خیلی کوچک، کاربرد زیادی ندارند.

سیکلون‌های کوچک، در یک خوشه با محفظه مشترک خوراک و سرریز با امکان دستیابی به تەریز هر کدام، به کار گرفته می‌شوند.

❖ سیستم چند راهه

طراحی سیستم‌های چند راهه، از ملاحظات مهم در سیکلون‌ها می‌باشند. در اکثر سیستم‌های فرآوری کانه، این بخش، شامل توزیع‌کننده خوراک شعاعی و شیر جداکننده در هر خط لوله خوراک سیکلون است.

این شیرها معمولاً از نوع تیغه‌ای می‌باشند که یا به صورت دستی و یا با یک فعال‌کننده باز و بسته می‌شوند.

فشارسنج‌ها در محفظه مشترک خوراک نصب می‌شوند و امکان پایش فشار را به صورت پیوسته فراهم می‌کنند.

در مدارهای آسیاکنی، توزیع‌کننده خوراک و ناو جمع‌کننده تەریز سیکلون با یک آستر لاستیکی با ضخامت حداقل ۱/۲ سانتی‌متر پوشانده می‌شوند. قسمت‌های دیگر از جمله لوله سرریز و لوله خوراک‌دهی هر سیکلون به دلیل نرخ سایش کمتر، با لاستیک ۶ میلی‌متر پوشانده می‌شوند.

❖ توزیع یکنواخت خوراک بین سیکلون‌ها

توزیع یکنواخت خوراک بین سیکلون‌ها از اهمیت خاصی برخوردار است. توزیع غیریکنواخت منجر به کار غیریکنواخت سیکلون‌ها شده و باعث می‌شود که دهانه‌های ته‌ریز متفاوتی به کار گرفته شوند. این کار بهینه‌سازی کار هیدروسیکلون‌ها را مشکل می‌کند.

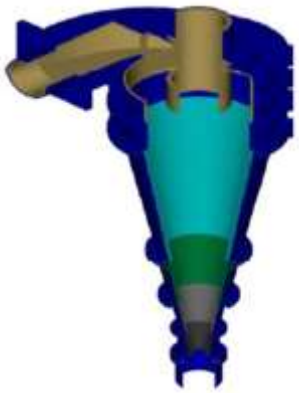
توزیع‌کننده شعاعی که در آن خوراک از پایین یا بالا وارد می‌شود و توسط افشانه‌های چندگانه بین لوله‌های خوراک سیکلون‌ها تقسیم می‌شود، بیشتر استفاده می‌شود.

❖ مواد مورد استفاده برای ساخت و ملاحظات نگهداری

هیدروسیکلون‌های مورد استفاده در صنعت فرآوری، معمولاً فولادی یا از جنس فایبرگلاس با آستر قابل تعویض می‌باشند. در مواردی که سایش زیاد نباشد، یروتان (Urethane) مورد استفاده قرار می‌گیرد (شکل ۹-۱۵).

آسترهای لاستیکی با ضخامت‌هایی بین ۱/۲ تا ۲/۵ سانتی‌متر به کار گرفته می‌شوند. در مواردی که سایش زیاد و یا ذرات درشت باشند، از آستر سرامیکی برای ته‌ریز استفاده می‌کنند.

برای سیکلون‌های بزرگ‌تر، با به کارگیری آسترهای مختلف برای ته‌ریز، قسمت پایینی، بخش مخروطی و ورودی خوراک، سعی می‌شود که عمر آن‌ها با توجه به نرخ سایش آن‌ها یکسان شود تا زمان تعویض آن‌ها هم‌زمان باشد.



شکل ۹-۱۵- نمایی از آستر قابل تعویض هیدروسیکلون

در طی عملیات، دهانه ته‌ریز به دلیل سایش، بزرگ‌تر شده و باعث کم شدن جامد ته‌ریز می‌شود و شکاف‌های ایجاد شده در آستر بخش مخروطی باعث به اشتباه تقسیم شدن ذرات درشت به سرریز سیکلون می‌شود.

در ابتدای شروع عملیات کارخانه‌های جدید چون میزان سایش مشخص نیست، هیدروسیکلون‌ها با آستر لاستیکی در اندازه‌های مختلف مورد آزمایش قرار می‌گیرند. بعد از مشخص شدن اندازه بهینه ته‌ریز در مراحل اولیه، در مراحل بعد دهانه ته‌ریز سرامیکی با اندازه مناسب به کار گرفته می‌شوند.

لاستیک و سیلیکون کاربید، مهم‌ترین مواد مورد استفاده در سیکلون‌ها جهت مقابله با سایش می‌باشند. در صنعت زغال، آستر آلومینائی، سیکلون کاربید و یا پلی‌پورتین به کار گرفته می‌شود.

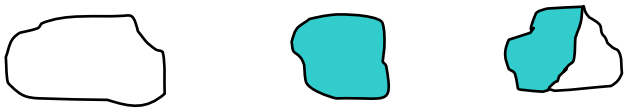
شکل ۹-۱۶- قطعات مختلف هیدروسیکلون

فصل دهم

عملیات نرم کنی

مقدمه

نرم کردن آخرین فرآیند خردایش است.
در عملیات نرم‌کنی مکانیزم‌های کاهش ابعاد ذرات، ضربه و سایش **(Impact & Abrasion)** می‌باشند.
آسیاها اغلب به صورت محفظه‌های فولادی استوانه‌ای گردان **(Tumbling Mills)** ساخته می‌شوند.
بار خرد کننده که ممکن است شامل میله‌های فولادی، گلوله‌ها، سنگ‌های سخت و یا خود کانه باشد، در داخل آسیا به طور آزادانه حرکت می‌کنند.
در عملیات آسیا کنی، ذرات از ابعاد ۲۵۰-۵***mm*** به ۳۰۰-۱۰***μm*** رسانده می‌شوند.
بالاترین انرژی مصرفی در کارخانه کانه‌آرایی، به خردایش نسبت داده می‌شود. (۵۰٪ کل انرژی مصرفی)
عمل نرم کردن در اثر ضربات اتفاقی صورت می‌گیرد که در آن هر دوی ذرات آزاد و قفل شده وجود دارند.

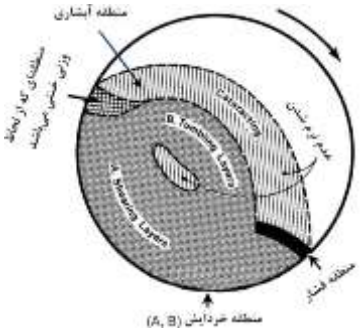


شکل ۱۰-۱- انواع ذرات از نظر میزان آزاد شدگی

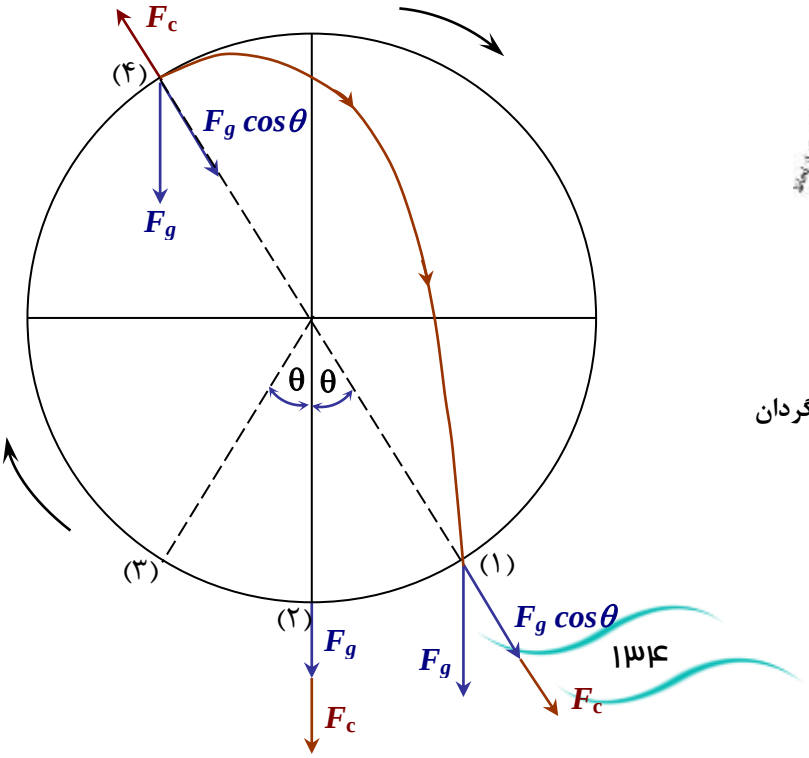
فقط ذرات قفل‌شده برای نرم‌کردن مناسب می‌باشند.
حالت ایده‌آل، وارد کردن ضربه در مرز بین دانه‌های کانی‌ها است.
اندازه محصول نهایی توسط بار خرد کننده، سرعت چرخش آسیا، نوع کانه تغذیه شده، نوع مواد مورد استفاده و زمان توقف ذرات در آسیا تعیین می‌شود.

حرکت بار در آسیای گردان

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



شکل ۱۰-۲- نواحی مختلف در آسیای گردان



N: سرعت آسیا (*RPM*)
D: قطر آسیا (*m*)

d: قطر گلوله (m)

g: شتاب جاذبه (m/s^2)

m: جرم گلوله (kg)

V: سرعت خطی گلوله (m/s)

در نقطه (۱) نیروی نگه دارنده گلوله، مجموع مؤلفه عمودی وزن $(F_g \cos\theta)$ و نیروی گریز از مرکز (F_c) می‌باشد.

در نقطه (۲) نیروی نگه دارنده به حداکثر خود می‌رسد.

در نقطه (۳) نیروی نگه دارنده مانند نقطه (۱) است.

در نقطه (۴) نیروی نگه دارنده کاهش می‌یابد و در این نقطه مؤلفه وزن در راستای شعاع با نیروهای گریز از مرکز برابری می‌کند.

شکل ۱۰-۳- نیروهای وارده بر واسطه خردایش (گلوله)

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

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

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

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

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

N_C: سرعت بحرانی **(RPM)**

سرعت آسیا باید طوری باشد که گلوله‌های در حال سقوط به پاشنه بار برخورد کنند نه روی آستر، زیرا در غیر این صورت آستر سریع ساییده می‌شود.

در سرعت آسیای یکسان، هر چه بار به ارتفاع بیشتری برده شود، عمل خرد کردن بهتر انجام می‌شود.

سرعت کم و یا آستر صاف باعث لغزش گلوله‌ها روی هم می‌شود و خردایش اساساً سایشی می‌شود.

در سرعت‌های زیاد، حرکت آبشاری بزرگ **(Cataracting)** مواد خرد کننده، به خردایش توسط ضربه و محصول نهایی درشت‌تر و سایش کمتر منجر می‌شود.

سرعت بحرانی **(Critical Speed)** سرعتی است که بار دور پوسته بدون جدا شدن از آن به همراه آسیا بچرخد. در این حالت عمل خردایش صورت نمی‌گیرد.

در عمل، لغزش بین بار خرد کننده و آستر آسیا وجود دارد و در نتیجه سرعت بحرانی بیش از مقدار محاسباتی در نظر گرفته می‌شود.

آسیاها معمولاً با سرعت‌هایی معادل ۹۰٪-۵۰ سرعت بحرانی کار می‌کنند.

افزایش سرعت آسیا، ظرفیت آن را افزایش می‌دهد.

سرعت کم وقتی استفاده می‌شود که ظرفیت کامل قابل دسترسی نباشد و سرعت زیاد برای ظرفیت بالا و نرم کردن ذرات درشت به کار می‌رود.

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

شکل ۱۰-۴- انواع آسیاها بر حسب ورود و خروج مواد

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

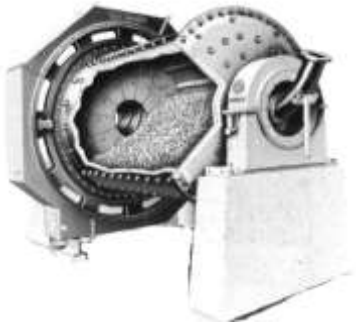
معمولاً خوراک به طور پیوسته از یک طرف آسیا وارد می‌شود و از طرف دیگر خارج می‌شود. در بعضی از کاربردها، محصول ممکن است از طریق محفظه‌ای که در اطراف پوسته تعبیه شده خارج شود.

آسیاهای گردان (Tumbling Mills)

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

آسیاهای گلوله‌ای (Ball Mills)

در آسیاهای گلوله‌ای نسبت طول به قطر کمتر از ۲/۵ می‌باشد.



شکل ۱۰-۵- آسیای گلوله‌ای

چون گلوله‌ها دارای سطح جانبی بر واحد وزن بیشتری نسبت به میله‌ها می‌باشند در نتیجه برای نرم کردن ریزتر مناسب می‌باشند.
در نرم کردن اولیه، معمولاً قطر گلوله‌ها بین **۵-۱۰cm** بوده و در نرم کردن مجدد، قطر گلوله‌ها **۲-۵cm** می‌باشند.
آسیاهای گلوله‌ای که در نسبت طول به قطر آنها بیش از ۳ باشد به آسیاهای لوله‌ای **(Tube Mills)** معروف می‌باشند.
آسیاهای لوله‌ای که در آن‌ها بار خرد کننده ذرات سخت می باشد به آسیاهای قلوه سنگی **(Pebble Mills)** معروف هستند.
دانسیته پالپ نباید خیلی زیاد باشد چون جریان مواد در طول آسیا مشکل می‌شود و از طرف دیگر نباید خیلی رقیق باشد چون باعث تماس فلز و درنتیجه افزایش مصرف فولاد می‌شود.
برای بالا بردن کارآیی نرم کردن، گلوله‌ها باید تا حد امکان کوچک باشند و طوری طراحی شوند که بزرگ‌ترین گلوله توانایی خرد کردن بزرگ‌ترین و سخت‌ترین ذرات خوراک را داشته باشد.

گلوله‌ها از فولاد آلیاژی با کربن بالا ساخته می‌شوند و مصرف آن‌ها بین ۰/۱ تا ۱ کیلوگرم بر هر تن است که بسته به سختی کانه، ریزی نرم کردن و کیفیت بار خرد کننده، تغییر می‌کند.

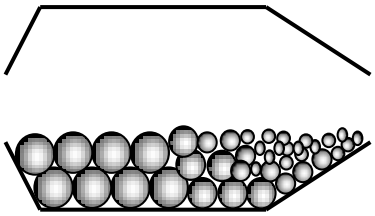
مصرف گلوله در اثر سه عامل زیر به‌وجود می‌آید:

سایش

ضربه

خوردگی شیمیایی

در مصرف گلوله‌ها، عامل عمده سایش است و خوردگی شیمیایی بخش کوچکی از آن را تشکیل می‌دهد (کمتر از ۱۰٪).
جدایش گلوله‌ها در داخل آسیا به دلیل شکل خاص آن صورت می‌گیرد.



شکل ۱۰-۶- جدایش گلوله‌ها در آسیای با انتهای مخروطی

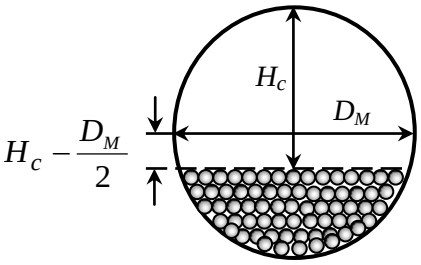
حجم بار (Charge Volume)

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

H_c: فاصله بین سطح گلوله‌های ساکن و بالای آسیا

D_M: قطر داخلی آسیا

اگر L معرف طول آسیا باشد:



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

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

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

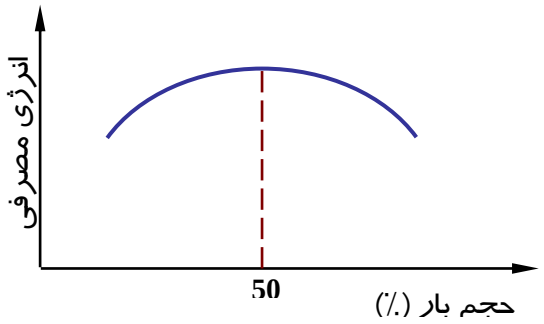
$$113.7D_M - 127.3H_C > 0$$

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

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

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

فاصله مرکز ثقل بار از محور آسیا × وزن بار ∝ انرژی مصرفی



شکل ۱۰-۷- رابطه انرژی مصرفی با حجم اشغال شده آسیا

اندازه بار خرد کننده

گلوله‌های ریز به دلیل سطح زیاد، ظرفیت آسیا کردن را افزایش می‌دهند. ولی از طرف دیگر ممکن است انرژی لازم برای خرد کردن ذرات درشت را نداشته باشند. افزایش سرعت و قطر آسیا می‌تواند تا حدی این مشکل را کاهش دهد.
رابطه تجربی برای تعیین اندازه گلوله‌هایی که باید به آسیا اضافه کرد:

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

D_M: قطر آسیا (m)
$d_{80,I}$: ۸۰٪ عبوری خوراک (m)
K: برای آسیای گلوله‌ای=۰/۴۶ و برای آسیای میله‌ای=۰/۶۹
W_i: اندیس کار باند (kWh/t)
N_C: سرعت بحرانی (دور در دقیقه)
ρ_m: دانسیته گلوله (g/cm^3)
ρ_f: دانسیته سیال (g/cm^3)
ρ_S: دانسیته خوراک (g/cm^3)
N: سرعت (دور در دقیقه)

توان مؤثر در آسیا

توان مصرفی در آسیا به عوامل زیر بستگی دارد:
۱) طول آسیا
۲) حجم بار
۳) سرعت
۴) نوع آسیا
معادله محاسبه توان آسیا:

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

P: توان ***(kW)*** ***KSP***: فاکتور سرعت

DM: قطر داخلی آسیا ***(m)*** ***L***: طول آسیا ***(m)***

KL: فاکتور بار

جدول ۱۰-۱- مقادیر فاکتور سرعت و فاکتور بار

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

آسیای گلوله‌ای Hardinage

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

شکل ۱۰-۸- آسیای گلوله‌ای Hardinage

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

آسیاهای میله‌ای (Rod Mills)

ابعاد ذرات خوراکی به بزرگی ***۵cm*** را به ***۳۰۰μm*** کاهش اندازه می‌دهد.

شکل ۱۰-۹- آسیای میله‌ای

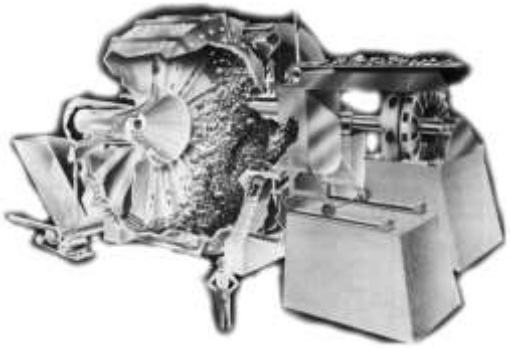
چون میله‌های بلندتر از ***۶m*** معمولاً خم می‌شوند، این مسئله در تعیین بزرگ‌ترین طول آسیاهای میله‌ای دخیل می‌باشد.
مصرف میله‌ها به مشخصات خوراک، سرعت آسیا، طول میله و اندازه ابعاد محصول بستگی دارد. مصرف میله‌ها معمولاً در دامنه ۱-۰/۱ کیلوگرم فولاد بر هر تن عملیات تر قرار دارد.

ذرات درشت خوراک، میله‌ها را در ورودی از هم باز می‌کند و یک آرایش مخروطی به آن می‌دهد (شکل ۱۰-۱۰). این امر باعث می‌شود که نرم شدن روی مواد درشت صورت گیرد و نرمه کمتری تولید شود. به همین علت این نوع آسیاها در مدار باز به کار گرفته می‌شوند.

شکل ۱۰-۱۰- عمل خردایش توسط میله‌ها

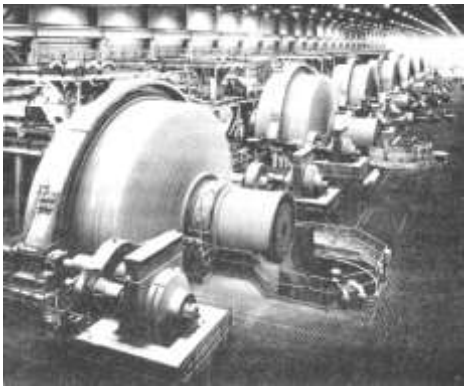
آسیاهای خودشکن و نیمه خودشکن(Autogenous and Semi Autogenous Mills)

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



شکل ۱۰-۱۱- آسیای خودشکن (نمای برشی)

در اثر ترک‌های موجود در سنگ، تکه‌های بزرگ زودتر شکسته می‌شوند.
ذرات با اندازه‌هایی که آن چنان بزرگ نیستند که توسط نیروی وزن خودشان شکسته شوند، به ذرات با اندازه بحرانی معروف هستند و در داخل آسیا تجمع پیدا می‌کنند. برای رفع این مشکل، یا از آسیاهای نیمه خود شکن **(Semi-Autogenous Mills)** استفاده می‌شود یا این ذرات را جدا کرده و به طور مجزا تحت سنگ‌شکنی قرار می‌دهند.

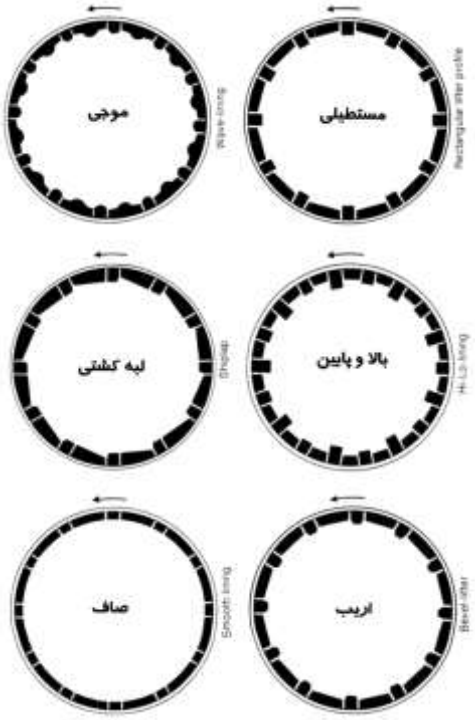


شکل ۱۰-۱۲- مجموعه‌ای از آسیاهای نیمه خودشکن

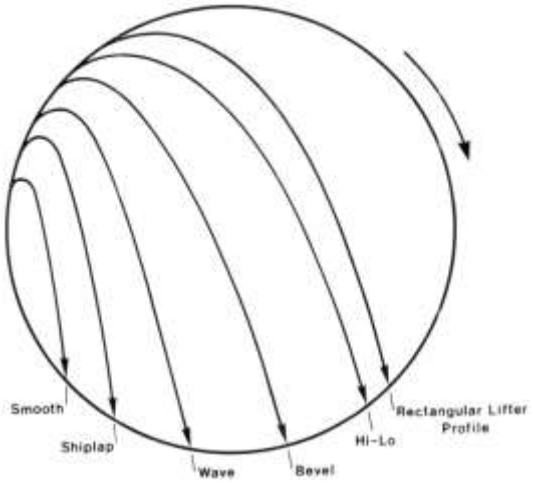
در آسیای نوع نیمه خودشکن، مقدار بار گلوله‌ها بهترین اثر را در دامنه ۱۰-۶ درصد (با احتساب فضای خالی) دارد.
برای سنگ معدن‌هایی که از دانه‌های خیلی محکم به هم پیوسته تشکیل شده‌اند، این نوع نرم کردن ممکن است به دلیل ایجاد نرمه مطلوب نباشد.

آستر (Liner)

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



شکل ۱۰-۱۳- انواع آسترهای آسیای گردان



شکل ۱۰-۱۴- تأثیر نوع آستر در سقوط بار خرد کننده

مدارهای نرم کردن (Grinding Circuits)

نرم کردن تر عموماً در کانه‌آرایی به جهت مزیت‌های زیر استفاده می‌شود:

- مصرف کمتر انرژی به ازای هر تن محصول
- ظرفیت بیشتر به‌ازای واحد حجم آسیا
- امکان استفاده از عملیات سرند کردن تر برای کنترل دقیق اندازه ذرات محصول
- حذف مسئله گرد و غبار
- امکان استفاده از روش‌های ساده انتقال و حمل و نقل، مانند پمپ و لوله

مدارها به دو دسته بزرگ تقسیم می شوند:

مدار باز: بدون کنترل اندازه ذرات محصول (بدون بار در گردش)

مدار بسته: کنترل اندازه ذرات محصول (با بار در گردش)

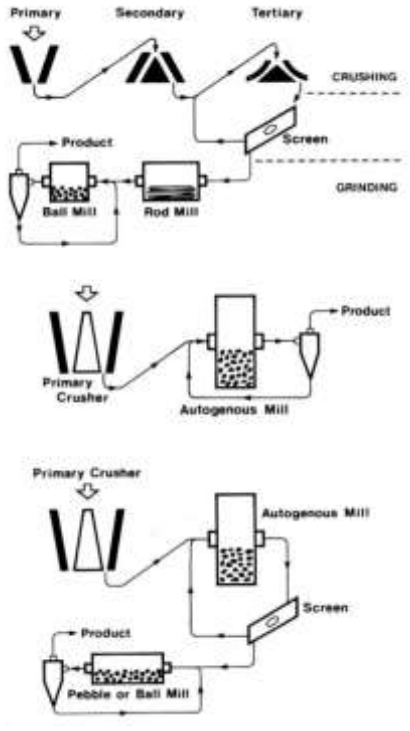
در مدار بسته، که عمدتاً در کانه‌آرایی از آن استفاده می‌شود هدف، خارج کردن مواد به محض رسیدن به اندازه مورد نظر می‌باشد.

مدار نرم کردن موازی

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

مدار نرم کردن دو مرحله‌ای (سری)

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



شکل ۱۰-۱۵- سه نوع اصلی مدارهای نرم‌کنی

کنترل مدارهای نرم کننده (Control of Grinding Circuits)

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

نوسانات در اندازه و سختی خوراک مهم‌ترین عامل برهم زننده موازنه مدار نرم کننده می‌باشند. این نوسانات می‌توانند از تفاوت در ترکیب کانی‌شناسی، اندازه ذرات قسمت‌های مختلف معدن و از تغییرات در دهانه سنگ‌شکن‌ها به دلیل سایش و یا خراب شدن سرندهای مدارهای نرم کننده ناشی شود.

اگر افزایش در اندازه ذرات یا سختی خوراک ایجاد شود، محصول درشت‌تری به دست خواهد آمد. مگر این که مقدار خوراک کاهش یابد.

محصول درشت در آسیا باعث افزایش بار در گردش و دبی حجمی ورودی به سیکلون می‌شود که این خود دامنه اندازه ذرات محصول سیکلون را تغییر خواهد داد.

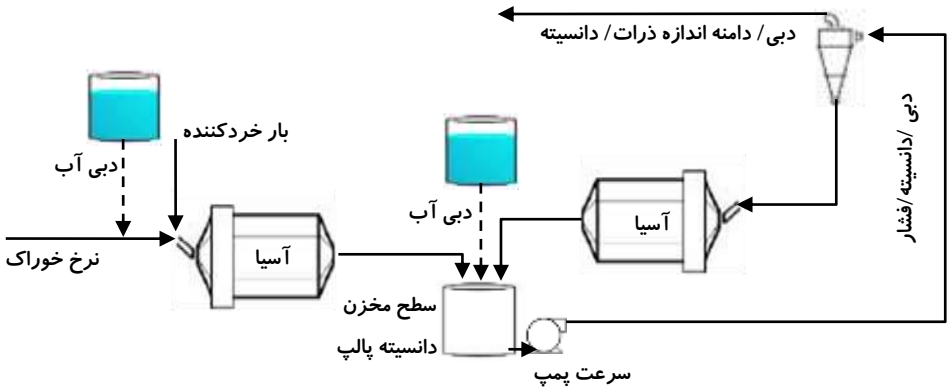
کنترل بار در گردش، اثر مستقیمی بر روی ابعاد ذرات محصول خواهد داشت.

کنترل مدار نرم‌کنی ممکن است با اهداف زیر انجام شود:

بالا بردن دبی مواد ورودی با حفظ اندازه ذرات محصول

فراهم کردن محصولی با اندازه ذرات مورد نظر در دبی مواد ثابت

عوامل مؤثر در کنترل مدارهای نرم‌کنی



شکل ۱۰-۱۶- عوامل مؤثر در کنترل مدارهای نرم‌کنی

از بین عوامل مختلف، تنها خوراک و نرخ آب اضافه شده به طور مستقل می‌توانند تغییر داده شوند. بقیه متغیرها به این دو بستگی دارد و در واقع به تغییرات این دو عامل عکس العمل نشان می‌دهند (درصورت دسترسی به پمپ با سرعت متغیر، آن نیز یک متغیر مستقل دیگر خواهد بود).

در بعضی از عملیات‌های نرم‌کنی، مقدار بار داخل آسیا توسط دو میکروفون **(Microphone)**، یکی بالای منطقه برخورد بار به بدنه آسیا و دیگری پایین آن کنترل می‌شود.

اگر بار به طرف میکروفون بالایی حرکت کند، نشان از اضافه شدن بار آسیا دارد.

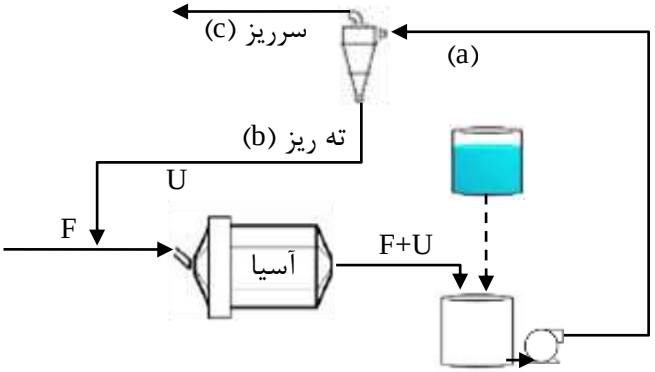
دانسیته پالپ نیز از طریق صدای میکروفون قابل کنترل می‌باشد. اگر دانسیته کم شود صدای برخورد بار به بدنه شدیدتر می‌شود.

اندازه ذرات خروجی از سرریز سیکلون و بار در گردش دو عامل اصلی در کنترل مدارهای نرم‌کنی می‌باشند.

اندازه‌گیری بار در گردش

از طریق نمونه‌برداری از جریان‌های پالپ، بار در گردش قابل محاسبه است.

نمونه‌هایی از خروجی آسیای گلوله‌ای، ته‌ریز و سرریز گرفته شده و با آنالیز سرندی a، b و c، به‌ترتیب، درصد وزنی اندازه



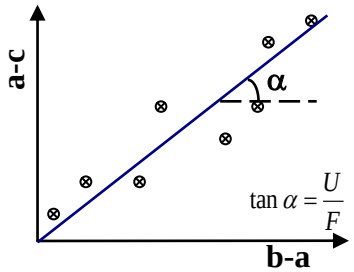
معینی در هر جریان به دست آمده است.

شکل ۱۰-۱۷- نمونه‌ای از یک مدار نرم‌کنی

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

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

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



شکل ۱۰-۱۸- محاسبه نسبت بار در گردش با استفاده از نمودار

فصل یازدهم

آستر و نقش آن در کارآیی آسیا

مقدمه

جداره داخلی آسیاها با آسترهای قابل تعویضی پوشانده می‌شوند که سه کار عمده را انجام می‌دهند:

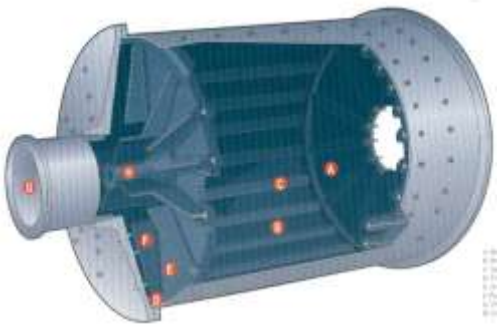
- مقاومت در مقابل ضربه
- مقاومت در مقابل سایش
- کمک به حرکت مطلوب با کاهش لغزش بین واسطه خردایش و جداره آسیا

جهت افزایش مقاومت در مقابل ضربه از فولادهای منگنزدار یا کروم - مولیبدنیوم‌دار و برای افزایش مقاومت در مقابل سایش از چدن سفید با آلیاژ نیکل (Ni-hard) استفاده می‌شود.

آستر - کلیات

از سه مکانیزم خوردگی، ضربه و سایش که در مصرف دخیل هستند، در آسیاکنی تر خوردگی نسبت به آسیاکنی خشک بارزتر است (شکل ۱۱-۱).

مشخص شده است نیمی از انرژی واسطه را پالپ خنثی می‌کند و به همین دلیل حتی اگر به مدت خیلی کوتاه آسیا بدون سنگ معدن کار کند، صدمات جبران ناپذیری به آستر آسیا وارد می‌شود.



شکل ۱۱-۱- نمای آسترهای آسیا

یکی از عوامل تسریع‌کننده مکانیزم خوردگی، وجود یون‌های فلزات سنگین است که برای پیشگیری، آهک به آسیا اضافه می‌شود.

هزینه آستر آسیاها از عمده‌ترین هزینه‌های نرم‌کنی می‌باشد که بیشتر این هزینه به خاطر توقف ایجاد شده برای تعویض آن‌ها می‌باشد. به همین دلیل روند کلی نصب آسترها نسبتاً پرهزینه ولی با عمر طولانی است.

علائم طراحی آستر کم کیفیت

۱- آسیای پر سر و صدا

این مسأله نشان دهنده برخورد مستقیم واسطه با آستر، به جای برخورد آن با پاشنه است.

☑ عواقب ناشی از برخورد مستقیم گلوله با آستر

- کاهش عمر آستر از یک سال به چند ماه
- کاهش کارآیی آسیاکنی به دلیل عدم برخورد واسطه با سنگ
- کاهش توان کشی آسیا به دلیل بازتر شدن بار
- شکست گلوله به دلیل برخوردهای با سرعت بالا به آستر
- شل شدن پیچ نگهدارنده آستر به دلیل تنش زیاد وارد بر آستر

☑ عواقب ناشی از برخورد سنگ با آستر

- کاهش کارآیی آسیاکنی به دلیل عدم ایجاد برخوردهای انرژی بالا در پاشنه
- کاهش کارآیی، به خصوص برای آسنیخ. چون سنگ‌های بزرگ در اثر برخورد به جداره خرد شده و فرصت خرد کردن ذرات متوسط را ندارند.

۲- شکستگی آستر

شکستگی‌های آستری که در آن‌ها تخلخل یا عیب‌های ریخته‌گری نبوده، نشان بارز برخورد مستقیم واسطه به آستر است.

۳- سایش بیش از حد آستر

زمانی که آسیا پر سر وصدا نباشد و شکستگی آستر نیز دیده نشود، این امر ناشی از سر خوردن بیش از حد واسطه بر آستر است.

☑عواقب سر خوردن بیش از حد

- افزایش شدید سایش آستر
- اتلاف انرژی منتقل شده به آسیا
- کاهش ظرفیت آسیاکنی به دلیل کاهش کارآیی آن

۴- تغییرات زیاد در ظرفیت و محصول در طی عمر آستر

ظرفیت آسیا بعد از نصب آسترهای جدید کاهش پیدا می‌کند که ناشی از ضخامت (ارتفاع) خیلی زیاد آستر به منظور طولانی‌تر کردن عمر آن می‌باشد.

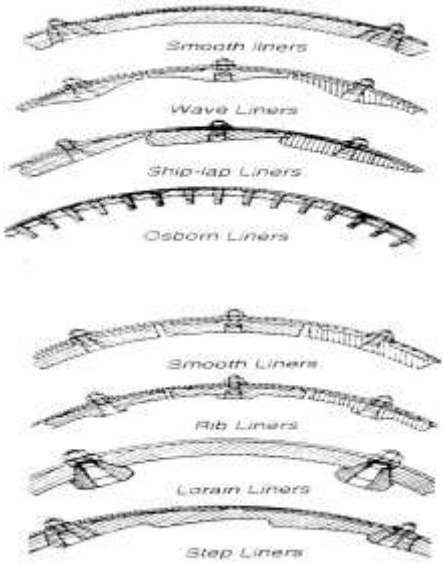
ظرفیت در انتهای عمر آستر کاهش پیدا می‌کند که نشان‌دهنده لغزش بیش از حد و یا کم بودن زاویه رهایی است.

۵- اندازه محصول نامطلوب

در صورتی که عمل وارد کردن ضربات شدید به پاشنه نباشد، محصول ریزی تولید شده که منجر به کاهش ظرفیت می‌شود. برای آسیاهای ثانویه بر خلاف آسیاهای اولیه حرکت آبشاری کوچک باید غالب باشد.

انواع آستر

آسترهای جداره انواع متعددی دارند: صاف، موجی، لبه‌کشتی و پله‌ای و ... . آسترهای صاف باعث نرم‌کنی ریز می‌شود ولی سایش فلز آن نیز بالاست. معمولاً آسترها به صورتی شکل داده می‌شوند که عمل بالا بردن بار را انجام دهند و باعث ایجاد ضربه و سنگ‌شکنی شوند (شکل ۱۱-۲).

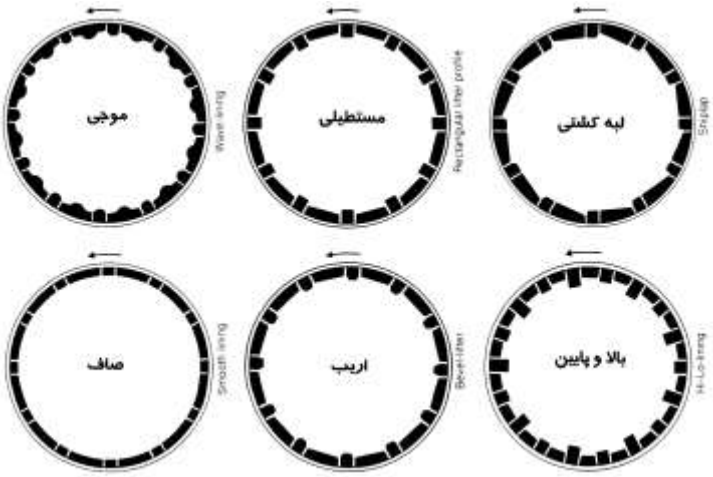


شکل ۱۱-۲- انواع آستر

تأثیر ارتفاع بالابر آستر جداره در مسیر حرکت بار (شکل ۱۱-۳)

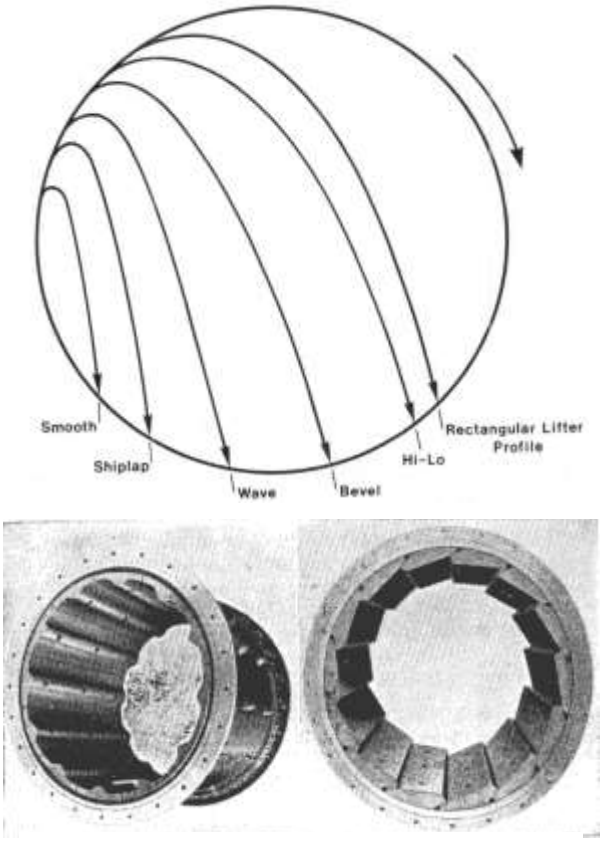
شکل ۱۱-۳- تأثیر ارتفاع بالابر بر مسیر حرکت

انواع آسترهای آسیای گردان (شکل ۱۱-٤)



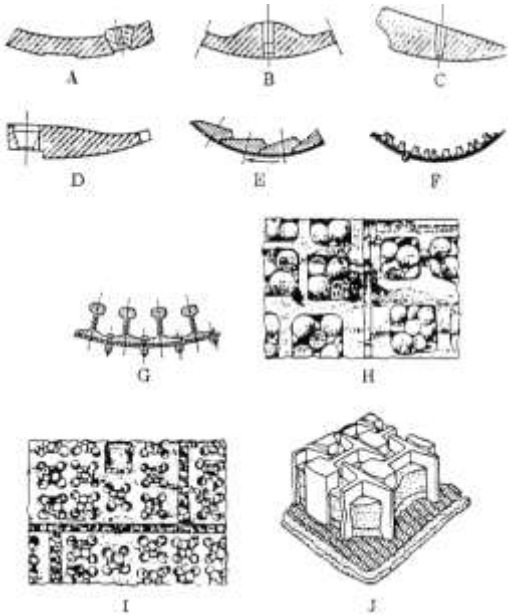
شکل ۱۱-۴- نمای انواع آسترهای آسیای گردان

تأثیر نوع آستر در سقوط بار خردکننده (شکل ۱۱-۵)



شکل ۱۱-۵- تأثیر نوع آستر بر مسیر حرکت بار

از آسترهایی که در قدیم از آن‌ها استفاده می‌شد، می‌توان به آسترهای قلوه‌ای (شکل ۱۱-۶) اشاره کرد که در آن‌ها فضاهایی برای پر شدن با گلوله یا بار فراهم می‌شد و حفاظت از جداره، توسط بار انجام می‌گرفت.

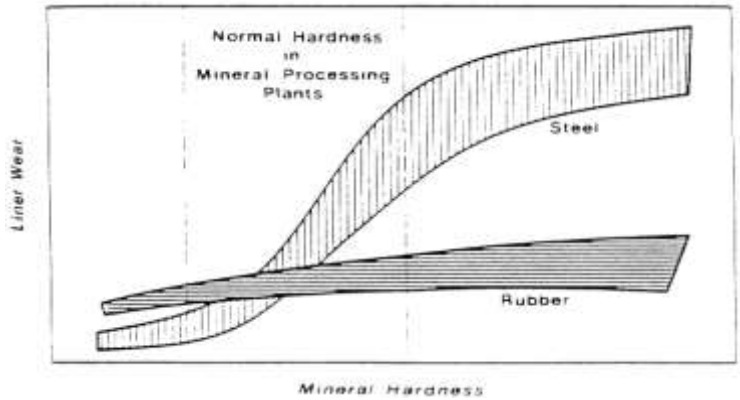


شکل ۱۱-۶- آستر قلوه‌ای

آسترهای لاستیکی نیز به دلیل عمر بیشتر، سادگی و سرعت تعویض آن‌ها و کاهش سرو صدا در کارخانه جایگاه مناسبی پیدا کرده‌اند.
آسترهای لاستیکی، در مقابل درجه حرارت بالا (۸۰ درجه سانتی‌گراد) و مواد شیمیایی (زمانی که بخشی از کلکتور در آسیا اضافه می‌شود) مقاوم نیستند، حجم آن‌ها بیشتر از فلز بوده و در نتیجه ظرفیت آسیا را کاهش می‌دهند و همچنین در صورتی که ضربات سنگین وارد شود و یا سنگ معدن دارای لبه‌های تیز باشد، توانایی کافی را ندارند.
آسترهای ترکیبی (فلز و لاستیک) از مزایای هر دو استفاده می‌کند و نتایج مطلوبی را نیز به همراه داشته است. در رویه بالابر که مقاومت بالایی مورد نیاز است، از فلز و بخش پایینی که حالت ضربه‌گیری را دارد، از لاستیک استفاده می‌شود.

تأثیر اندازه گلوله و سختی سنگ معدن بر سایش آستر

توانایی تغییر شکل آستر لاستیکی، آن را برای مواد سخت مناسب‌تر می‌سازد.



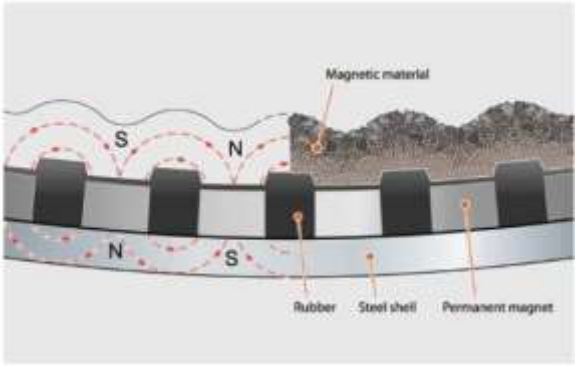
شکل ۱۱-۷- ارتباط سختی سنگ و سایش آستر در آسترهای لاستیکی و فلزی

آستر لاستیکی (شکل ۱۱-۸)

شکل ۱۱-۸- آستر لاستیکی

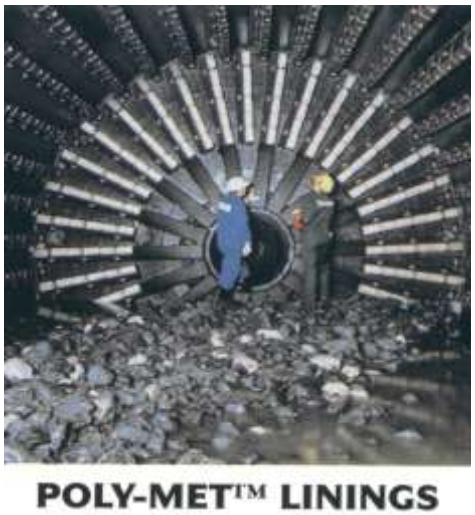
استفاده از آسترهای نازک لاستیکی یا پلیمری که در آن آهن ربا کار گذاشته شده نیز در خردایش سنگ آهن موفقیت‌آمیز بوده است. به دلیل وجود آهن ربا، گلوله‌های خرد شده و یا تکه‌های سنگ آهن، جذب شده و خود به عنوان آستر طبیعی عمل می‌کنند و زمانی که سائیده شدند، جای آن‌ها را قطعات دیگر در داخل آسیا می‌گیرد. این نوع آستر به آستر مغناطیسی بستر سنگی (Orebed Magnetic lining) معروف است (شکل ۱۱-۹ و ۱۱-۱۰).

شکل ۱۱-۹- آستر بستر سنگی



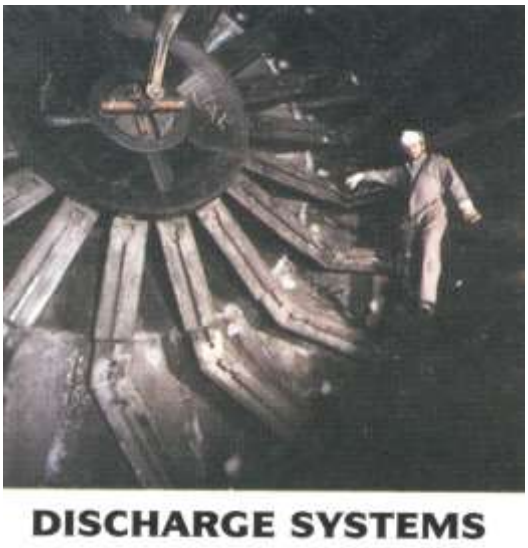
شکل ۱۱-۱۰- آستر بستر سنگی

آستر ترکیبی (فلز+لاستیک) (شکل ۱۱-۱۱)



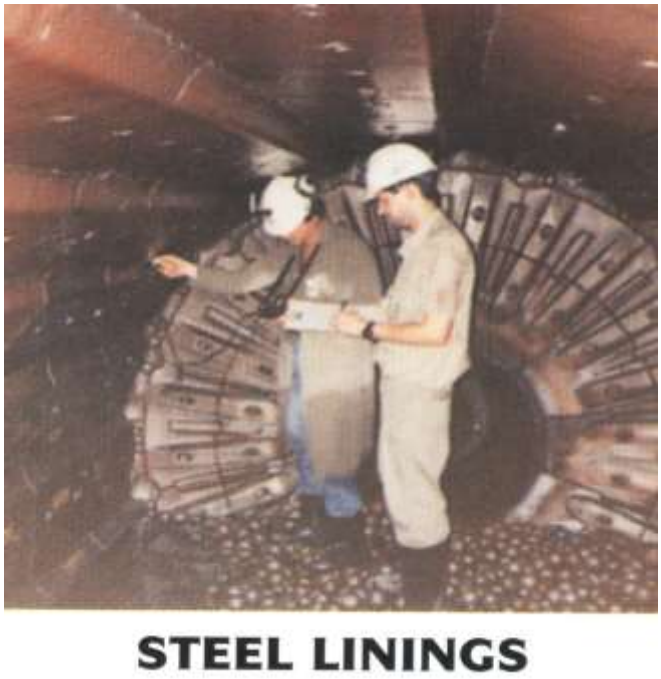
شکل ۱۱-۱۱- آستر ترکیبی

سیستم خروجی آسیا (شکل ۱۱-۱۲)



شکل ۱۱-۱۲- سیستم تخلیه آسیا

آستر فلزی (شکل ۱۱-۱۳)

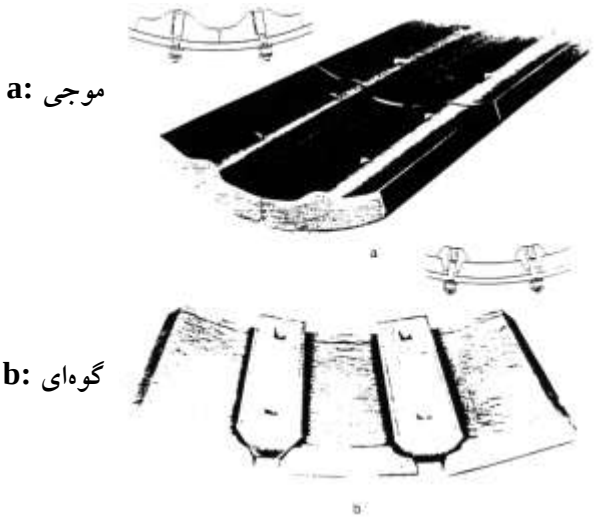


شکل ۱۱-۱۳- آستر فلزی

نحوه اتصال آستر

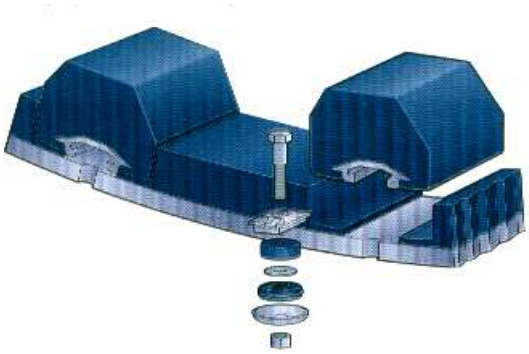
آسترها بر اساس جنس، شکل وشیوه اتصال تقسیم‌بندی می‌شوند.

دو شیوه اتصال عبارتند از: نوع موجی و نوع گوه‌ای (شکل ۱۱-۱۴)



شکل ۱۱-۱۴- شیوه‌های اتصال آستر

نحوه اتصال آستر لاستیکی (شکل ۱۱-۱۵)



شکل ۱۱-۱۵- نحوه اتصال آستر لاستیکی

آسترهای یک پارچه و چند تکه

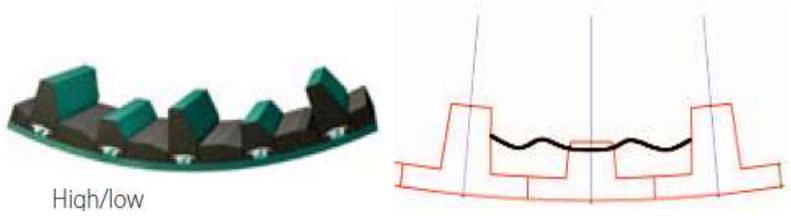
آسترهای یک پارچه که عمدتاً در آسیاهای کوچک مورد استفاده قرار می‌گیرند، از جهت ساخت ساده‌تر می‌باشند. چون در زمان ریخته‌گری فقط به یک قالب نیاز است.

مزیت آسترهای یک پارچه، آسانی اتصال آن‌ها ست. ولی عمدتاً نسبت به آسترهای چند تکه سنگین‌تر می‌باشند.

عیب عمده این آسترها مشکل تغییر طرح آن‌ها می‌باشد. به عنوان مثال اگر قرار باشد فقط زاویه رهایی بالابر عوض شود، باید کل آستر دوباره ریخته‌گری شود. در صورتی که برای آسترهای چند تکه، بدین شکل نبوده و می‌توان فقط زاویه بالابر را عوض کرد، بدون این که در کفشک تغییری ایجاد کرد.

نحوه نصب آسترها

نصب آستر به صورت بالا- پایین در خیلی از آسیاها معمول است (شکل ۱۱-۱۶). بدین صورت که یکی بلند و دیگر کوتاه است. در اثر سایش زمانی که بالابر بلند به نصف ارتفاع اولیه خود می‌رسد، بالابر با ارتفاع پایین که سائیده شده است را باید عوض کرد. در این حالت، آستر به صورت یک در میان عوض می‌شود.



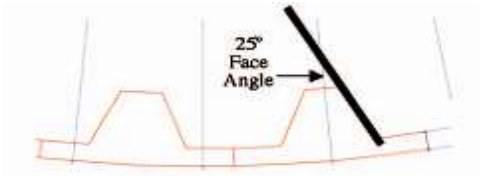
شکل ۱۱-۱۶- آستر بالا - پایین

معمولاً مواد بین دو بالابر بلند که دارای زاویه رهایی کم (۵ درجه) می‌باشد، فشرده می‌شود و ارتفاع آن به اندازه ارتفاع بالابر کوچک می‌باشد که خود به عنوان آستر سنگی عمل می‌کند.
در زمانی که آسترها تازه عوض می‌شوند، به دلیل ارتفاع بالای بالابرها، فشردگی مواد بین آن‌ها راحت‌تر صورت می‌گیرد و با سائیده شدن ارتفاع، این پدیده کمتر اتفاق می‌افتد.

رویکرد جدید در نحوه نصب آسترها

به دلیل ایجاد شکستگی در آسترها و فشردگی مواد بین بالابرها در سال‌های اخیر دو تغییر عمده صورت گرفته‌است (شکل ۱۱-۱۷):

- افزایش زاویه بالابر از مقادیر ۵ درجه به بالای ۲۰ درجه
- افزایش فاصله بین بالابرها از ۲D به ۴/۳D و ۱D



شکل ۱۱-۱۷- رویکرد جدید در نحوه نصب آسترها

نحوه تعویض آسترهای لاستیکی (شکل ۱۱-۱۸)

شکل ۱۱-۱۸- نحوه تعویض آسترهای لاستیکی

تعداد و فاصله بالابرها در آسیاهای نیمه‌خودشکن

دو نکته اصلی در انتخاب تعداد و فاصله بالابرها باید در نظر گرفته شود.

- ✓ فراهم کردن امکان برخورد بار به پاشنه نه جداره آسیا
- ✓ جلوگیری از تجمع مواد در بین بالابرها

تعداد بالابرها به طور سنتی از رابطه زیر تعیین می‌شود:

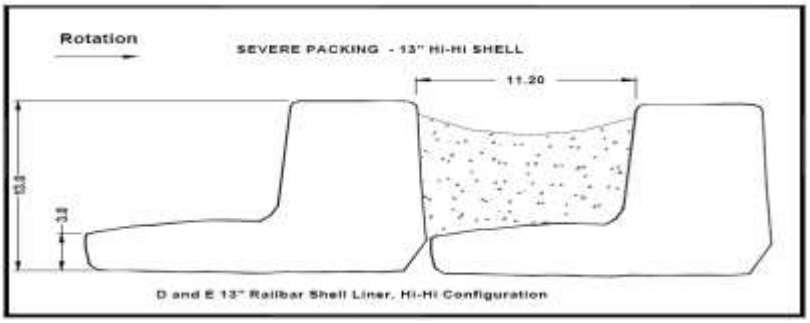
تعداد بالابر = ۲ × قطر آسیا بر حسب فوت

تعداد بالابر = ۲D

مثال:

برای آسیای ۳۲ فوتی (۹/۸ متری) ۶۴ بالابر نیاز است.

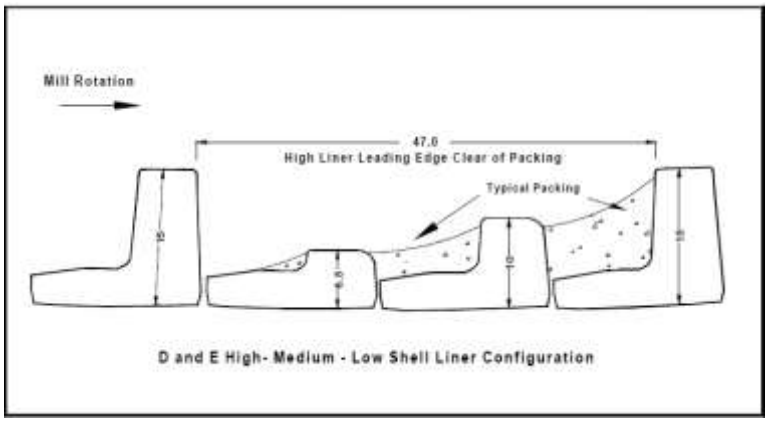
نقش نسبت فاصله به ارتفاع بالابرها در تجمع (شکل ۱۱-۱۹)



شکل ۱۱-۱۹- تأثیر نسبت فاصله به ارتفاع بالابر در تجمع

نسبت فاصله به ارتفاع آستر، در حالت بالا - بالا ۱/۱۲ و در حالت بالا - پایین ۲/۹ می باشد.

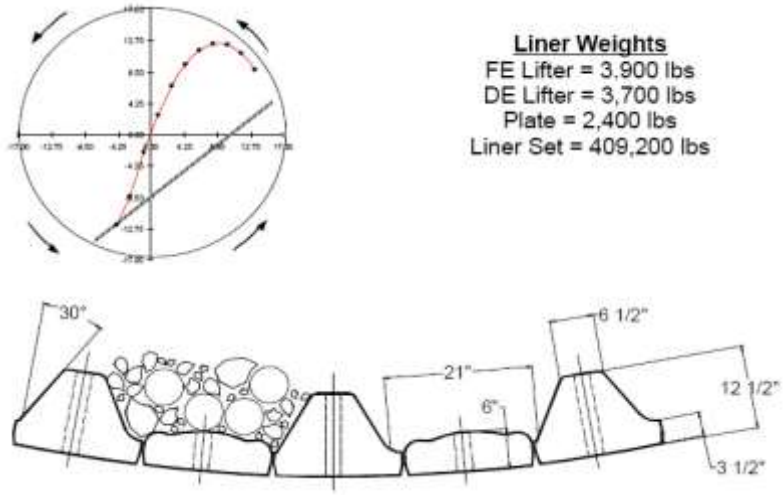
تجربه به کارگیری بالابرهای بالا – متوسط – پایین (شکل ۱۱-۲۰)



شکل ۱۱-۲۰- بالابرهای بالا – متوسط - پایین

در این حالت، به خصوص در آسیاهای خودشکن، فشردگی مواد به شدت کاهش یافت. نسبت فاصله به ارتفاع بالابر به ۴/۱ رسانده شد.

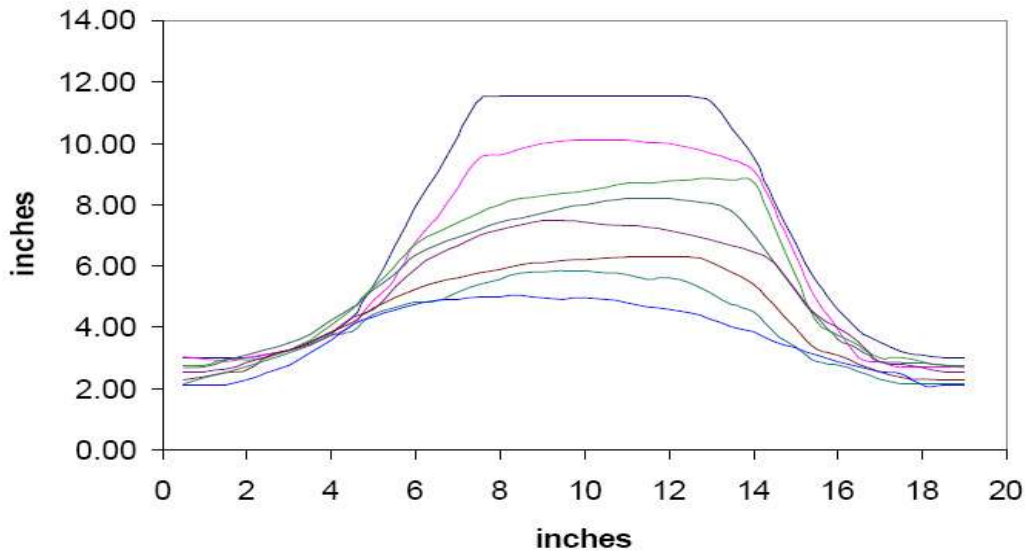
تأثیر افزایش زاویه رهایی بر فشردگی مواد بین بالابرها



شکل ۱۱-۲۱- تأثیر زاویه آستر در فشردگی مواد

کاهش فشردگی مواد با افزایش زاویه کاملاً مشهود است (شکل ۱۱-۲۱).

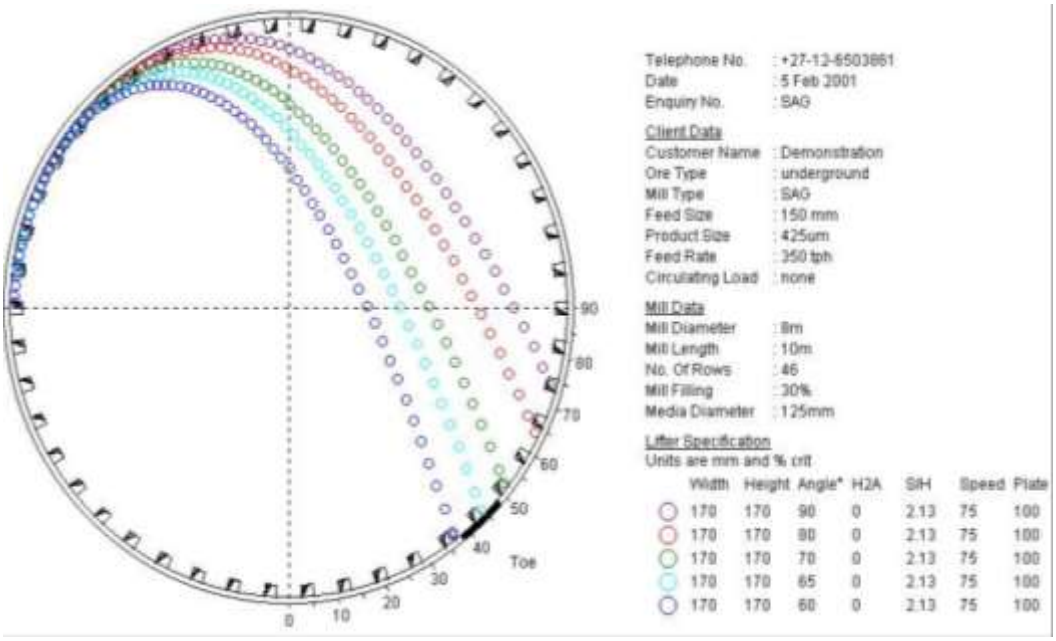
نحوه سایش آستر



شکل ۱۱-۲۲- نحوه سایش آستر

جهت یکنواخت‌تر شدن سایش بعد از مدتی کار، جهت چرخش آسیا تغییر داده می‌شود (شکل ۱۱-۲۲).
با افزایش زاویه رهایی نرخ سایش افزایش می‌یابد. که عمدتاً به دلیل چشم‌گیرتر شدن سائیدگی در مقابل ضربه است.

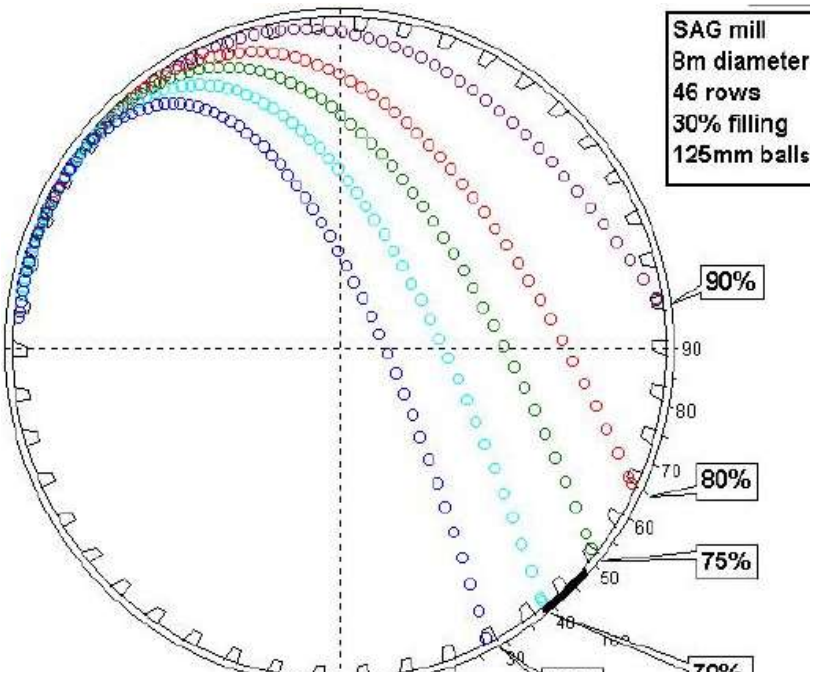
تأثیر زاویه رهایی بر محل برخورد بار



شکل ۱۱-۲۳- تأثیر زاویه رهایی بر محل برخورد بار

بهترین زاویه برای مثال بالا ۶۵ درجه است (شکل ۱۱-۲۳).

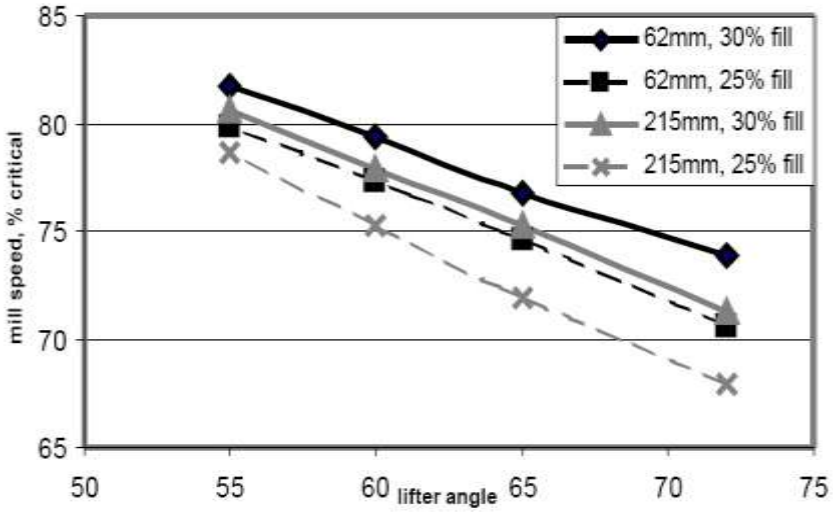
تأثیر سرعت آسیا بر محل برخورد بار



شکل ۱۱-۲۴- تأثیر سرعت آسیا بر محل برخورد بار

بهترین سرعت برای شرایط بالا ۷۵٪ سرعت بحرانی است (شکل ۱۱-۲۴).

پنجره عملیاتی ایمن بر حسب سرعت، زاویه و ارتفاع بالابر و پرشدگی آسیا



شکل ۱۱-۲۵- رابطه زاویه بالابر و سرعت آسیا در پرشدگی‌های مختلف (اعداد بر حسب میلیمتر ارتفاع بالابر هستند).

با افزایش زاویه بالابر، باید سرعت به کار گرفته شده کم شود تا محل اصابت بار، پاشنه باشد (شکل ۱۱-۲۵).

میزان سایش واسطه و آستر (جدول ۱۱-۱)

جدول ۱۱-۱- میزان سایش واسطه و آستر

		آستر	واسطه
		g/kWh	
آسیای گلوله‌ای	تر	۳۱۰	۴۶
	خشک	۴۰	۶
آسیای میله‌ای	تر	۴۶۰	۵۷
	خشک	۷۰	۸
سنگ‌شکن فکی / ژیراتوری	-	-	۳۵g/t

نتیجه‌گیری

- رابطه کلی برای ارتفاع بالابرها و فاصله آن‌ها وجود ندارد. ولی با بزرگ شدن قطر آسیاها رابطه سنتی ۲D به ۱D تبدیل شده است (به عبارت دیگر، بیشینه شدن فاصله بین بالابرها).

فصل دوازدهم

کار با آسیاهای خودشکن و نیمه خودشکن

دید کلی

در آسیاهای گلوله‌ای ۸۵-۸۰ درصد وزن کل بار را گلوله تشکیل می‌دهد. و این بخش در میزان توان‌کشی آسیا و کارآیی آن نقش اساسی ایفا می‌کند. به همین دلیل، توان‌کشی آسیاهای گلوله‌ای تقریباً ثابت است. و فقط با سایش گلوله‌ها به تدریج کاهش پیدا می‌کند. در حالی که در آسخ و آسنیخ به دلیل افزایش نقش عمده سنگ به عنوان واسطه، شرایط کاملاً متفاوت می‌باشد.

عکس‌العمل آسخ و آسنیخ به ورود خوراک

ابتدا فرض می‌شود که در داخل آسیا گلوله‌ای نیست (خالی است) و فقط سنگ معدن وارد آن می‌شود. خوراک با نسبت سنگ معدن به آب و با دانه‌بندی ثابت وارد می‌گردد.

۱- با ورود خوراک در اثر چرخش آسیا و وجود بالابر، سنگ به شانه بار برده شده و سپس رها می‌شود و روی پاشنه فرود می‌آید. توان‌کشی آسیا به دلیل کار انجام شده روی بار بلافاصله شروع به افزایش می‌کند. در ابتدا هیچ جریانی از مواد از آسیا خارج نمی‌شود. چون فضای مرده بین آخرین ردیف روزنه‌های شبکه و پایین آسیا باید پر شود. حجم مواد و توان‌کشی به طور پیوسته افزایش پیدا می‌کنند.

۲- چون آسیا از خوراک جدید پر شده، به دلیل گوشه‌دار بودن سنگ‌های درشت، این بخش‌ها به سرعت خرد می‌شود. محصول چنین خردایشی تکه‌های کنده شده از گوشه‌هاست که منجر به درشت شدن دانه‌بندی ذرات محصول آسیا می‌شود.

۳- با کنده شدن گوشه‌های سنگ‌های درشت، شکل آن‌ها شبه کروی شده که این بخش به "بازمانده" (Survivors) معروف است. نرخی که با آن، بخش بازمانده توسط سایش خرد می‌شود، کمتر از خوراک جدید است. در نتیجه نرخ پر شدن آسیا شروع به شدت گرفتن می‌کند. با افزایش سهم سنگ‌های بازمانده در بار، نرخ افزایش جریان مواد خروجی از آسیا نیز کاهش می‌یابد. در حالی که اندازه ذرات محصول ممکن است ریزتر شود. در نتیجه حجم بار و توان‌کشی شروع به بالا رفتن می‌کنند.

۴- اگرچه سنگ‌های بازمانده با نرخ کمتری نسبت به خوراک جدید خرد می‌شوند اما نهایتاً به نقطه‌ای می‌رسد که در اثر ساییدگی سنگ‌های ورودی به ابعاد بین ۲۵ تا ۵۰ میلی‌متر می‌رسند. در این نقطه، بخشی از این ذرات توسط وارد شدن ضربه توسط سنگ‌های بزرگ‌تر خرد می‌شوند. کاهش اندازه این ذرات باعث می‌شود که از شبکه عبور کنند. حجم بار به همراه توان‌کشی افزایش پیدا می‌کند ولی با نرخ کمتر. در صورتی که اگر در اثر سختی سنگ در ابعاد بین ۲۵ تا ۵۰ میلی‌متر، با نرخ بالا خرد نشوند، شروع به تجمع در آسیا می‌کنند. که به مواد با ابعاد بحرانی معروف‌اند و با اشغال حجم آسیا ظرفیت آن را محدود می‌کنند.

۵- در حالی که بار سنگی درشت ساییده شده و به تعادل رسیده، دانه‌بندی و مقدار ذرات ریزتر در آسیا به دلیل تغییر شرایط خردایش سنگ‌های بزرگ‌تر در حال تغییر می‌باشد. این ذرات به همراه آب خوراک، فضای بین بار سنگی درشت را اشغال می‌کنند. بخشی از این ذرات به دلیل سایش، بیشتر خرد شده و بخشی دیگر از فضای بین ذرات عبور کرده و بدون خردایش بیشتر، با گذشت از شبکه، بیرون می‌روند.

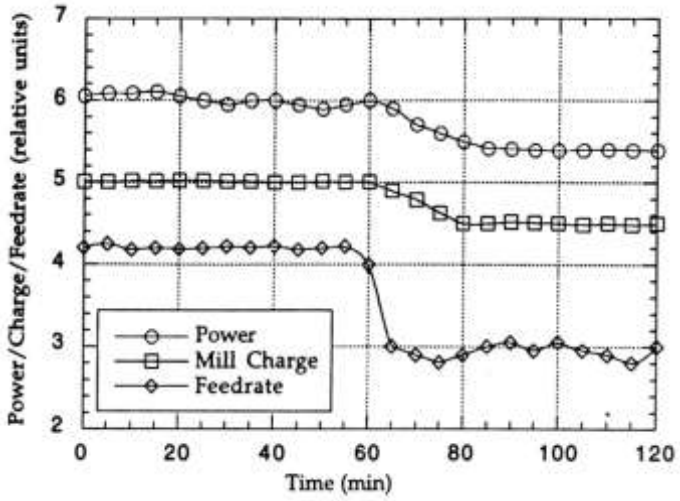
۶- نهایتاً لحظه‌ای می‌رسد که مقدار سنگ‌های درشت و توزیع دانه‌بندی آن‌ها شروع به پایدار شدن می‌کند. در این لحظه، اکثر سنگ‌ها بازمانده بوده و شبه کروی می‌باشند. نرخ شکست سنگ‌های درشت، به ابعاد کوچک‌تر، با نرخ سنگ‌های درشت ورودی برابری می‌کند. در این حالت، پالپ به سطحی رسیده که فشار کافی را جهت خروج مواد از آسیا، فراهم می‌کند که برابر با میزان ورودی به آسیاست.

۷- حجم بار در آسیا دیگر افزایش پیدا نمی‌کند و شروع به نوسان با دامنه کاهنده می‌کند تا سیستم به حالت پایداری کامل برسد. توان‌کشی آسیا نیز همین روند را دنبال می‌کند.

۸- هر تغییری در نرخ و توزیع دانه‌بندی و سختی خوراک ورودی، عملیات را از حالت پایدار خارج می‌کند. دو عامل آخر در عملیات نقش حیاتی دارند.

رفتار دینامیکی آسیا (رابطه توان‌کشی، بار و نرخ خوراک)

در شرایط معمول، اگر میزان بار ورودی افزایش پیدا کند، حجم بار داخل آسیا نیز افزایش پیدا کرده و باعث افزایش در توان‌کشی آسیا می‌شود (شکل ۱۲-۱).

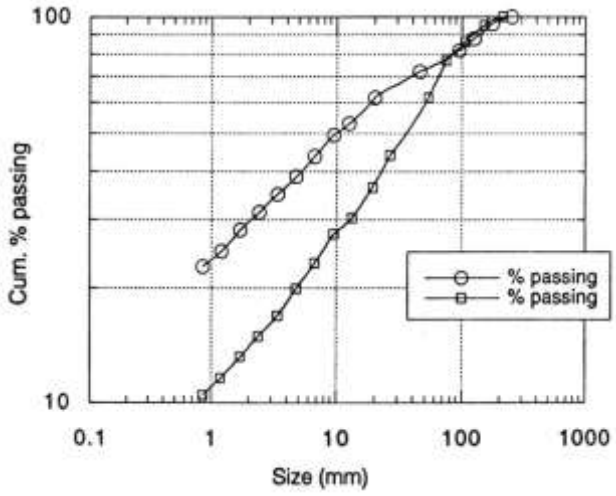


شکل ۱۲-۱- رابطه توان، بار و نرخ خوراک

اگر به دلیل افزایش در سختی سنگ معدن، نرخ خردایش کاهش یابد، حجم بار و در نتیجه توان‌کشی افزایش پیدا می‌کند. رابطه حجم بار و توان‌کشی مستقیم است ولی بین بار ورودی و توان‌کشی، این رابطه صادق نیست.

تأثیر ابعاد خوراک

هر چه سهم واسطه خردایش سنگی در عملیات بیشتر باشد، تأثیر تغییر ابعاد خوراک در کارآیی آسیا بیشتر می‌شود.
توصیف توزیع دانه‌بندی خوراک ورودی صرفاً بر اساس F_{80} کافی نیست. چون برای توزیع‌های متفاوت می‌توان F_{80}های برابر داشت (شکل ۱۲-۲).



شکل ۱۲-۲- مقایسه دانه‌بندی مختلف با F_{80}های برابر

عکس‌العمل آسخ و آسنیخ نسبت به تغییر در ابعاد خوراک یکسان نیست و به تجربه مشخص شده که کارآیی آسخ با افزایش ابعاد سنگ ورودی بهبود پیدا می‌کند، در حالی که در چنین شرایطی برای آسنیخ کاهش ابعاد سنگ‌های درشت، بار خردایش را کاهش می‌دهد.

در عملیات‌های مختلف دیده شده که وجود ذرات در محدوده ۵۰-۲۵ میلی‌متر به میزان زیاد در خوراک، کارآیی آسیاکنی را به واسطه کم شدن ظرفیت کاهش می‌دهد.

تأثیر سختی سنگ

سنگ معدن سخت معمولاً ابعاد خوراک ورودی درشت‌تری را به همراه دارد و به همین دلیل تفکیک اثر این دو عامل مشکل است.

در آسنیخ با نرم‌تر شدن سنگ معدن ورودی، ظرفیت به واسطه راحت‌تر خرد شدن ذرات با ابعاد بحرانی توسط گلوله‌ها افزایش می‌یابد. در این حالت، محصول درشت‌تری تولید می‌شود چون سهم مکانیزم سایش کمتر شده و سنگ‌های درشت‌تر زمان کمتری در آسیا صرف می‌کنند.

در آسخ در صورتی که واسطه درشت کاهش یابد، ذرات با ابعاد بحرانی خرد نشده و در نتیجه در آسیا تجمع پیدا می‌کنند.

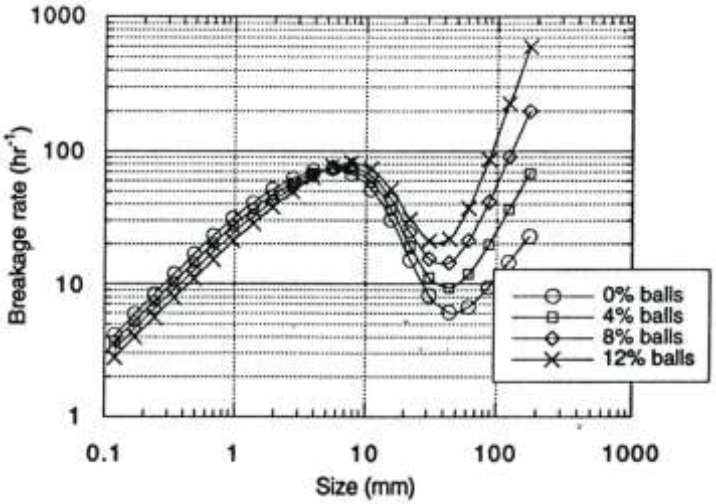
تأثیر اندازه و میزان گلوله

در انتخاب گلوله باید بین ابعاد و تعداد آن‌ها نسبت مطلوبی برقرار کرد چون در حجم معین، تعداد گلوله‌های بزرگ‌تر نسبت به گلوله‌های کوچکتر کمتر است.

استفاده از حجم بالای گلوله در آسیا، به دلیل خرد شدن سریع سنگ‌ها باعث می‌شود که میزان ذرات ریز تولید شده کمتر شود. ذرات ریز معمولاً در اثر مکانیزم سایش تولید می‌شوند.

تأثیر حجم گلوله بر نرخ شکست (تابع انتخاب)

با درشت‌تر شدن ذرات، نرخ شکست بیشتر شده و در یک اندازه‌ای به حداکثر می‌رسد. این نقطه جایی است که بهترین نسبت بین ابعاد گلوله و ذرات وجود دارد. بعد از این نقطه، با بزرگ‌تر شدن ابعاد ذرات، گلوله‌ها توانایی قبلی را برای خرد کردن آن‌ها ندارند (شکل ۱۲-۳). در نتیجه نرخ خردایش کاهش می‌یابد. بعد از نقطه کمینه نرخ خردایش، چون ذرات خیلی بزرگ‌تر شده‌اند، در نتیجه خودشان به عنوان واسطه عمل کرده و نرخ خردایش دوباره افزایش می‌یابد.

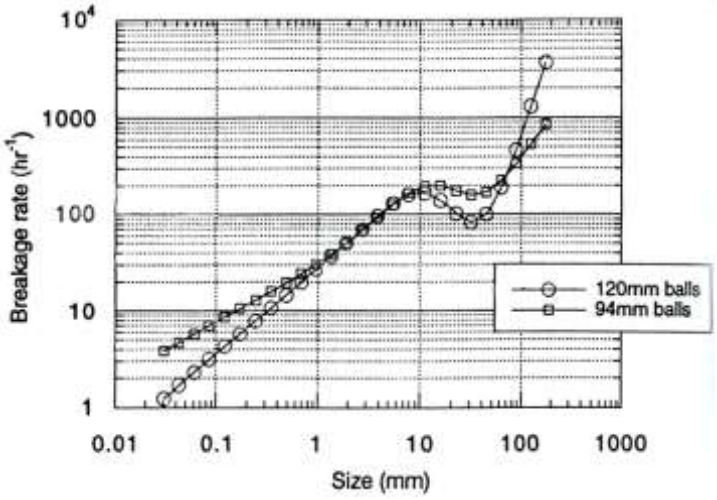


شکل ۱۲-۳- رابطه میزان گلوله و تابع انتخاب

با افزایش میزان گلوله، سهم مکانیزم ضربه بیشتر شده ولی مکانیزم سایش که حاصل آن تولید ذرات ریز است، کمتر می‌شود.

تأثیر ابعاد گلوله بر نرخ شکست (تابع انتخاب)

با بزرگ‌تر شدن ابعاد گلوله‌ها (۱۲۰mm)، نرخ شکست ذرات ریز نسبت به ابعاد گلوله ۹۴mm کمتر می‌شود. برای ذرات درشت (بزرگ‌تر از ۱۰۰mm) در زمان استفاده از گلوله‌های درشت، نرخ شکست افزایش می‌یابد (شکل ۱۲-۴).

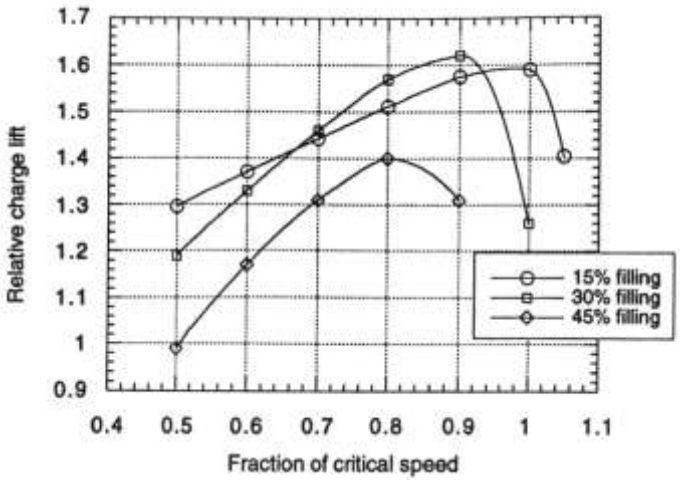


شکل ۱۲-۴- تأثیر اندازه گلوله بر تابع انتخاب

نقش سرعت آسیا

فاصله عمودی بین پاشنه و شانه نسبت به شعاع آسیا که به "بالاروی" معروف است، به عنوان شاخص تأثیر سرعت به کار گرفته می‌شود.

بالاترین بالاروی بار در یک سرعت معین بسته به پرشدگی، نوع و ارتفاع بالابر رخ می‌دهد (شکل ۱۲-۵). هرچه پرشدگی کمتر باشد، نقطه بالاروی بیشینه در سرعت‌های بیشتر اتفاق می‌افتد که عمدتاً به دلیل کاهش گستردگی بار می‌باشد.



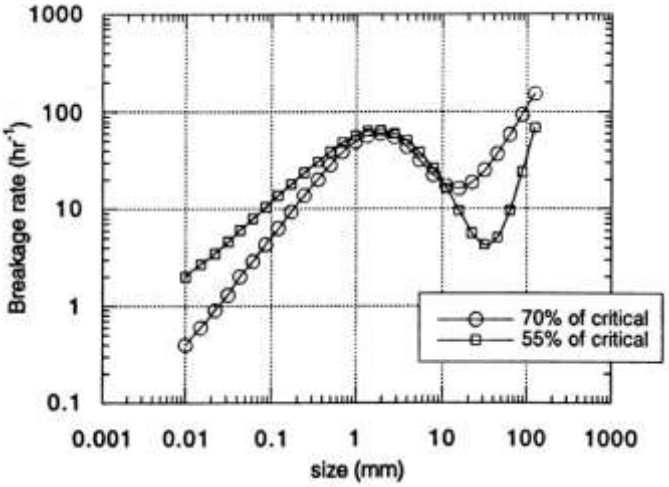
شکل ۱۲-۵- تأثیر سرعت آسیا بر بالاروی بار در پرشدگی‌های مختلف

باید به این نکته توجه داشت که گرچه در حداکثر میزان بالاروی، بالاترین انرژی ضربه‌ای در اختیار خواهد بود ولی در سرعت‌های بیش از این مقدار و کمتر از سرعت بحرانی، فراوانی ضربه بیشتر می‌شود.

در زمانی که بار به جداره آسیا کاملاً بچسبد، میزان بالاروی صفر خواهد شد.

تأثیر سرعت آسیا بر نرخ شکست

با افزایش سرعت آسیا، سهم مکانیزم ضربه بیشتر شده و نرخ شکست ذرات ریز کاهش می‌یابد (شکل ۱۲-۶).
در سرعت ۷۰٪ بحرانی نسبت به ۵۵٪ بحرانی، محصول آسیا به دلیل از بین رفتن واسطه‌های درشت، بزرگ‌تر خواهد بود.



شکل ۱۲-۶- تأثیر سرعت آسیا بر تابع انتخاب

بستن مدار با طبقه‌بندی‌کننده

معمولاً برای مدارهای آسخ و آسنیخ از سرندهایی با روزنه نسبتاً درشت (۵-۸mm) استفاده می‌شود.
معمولاً در زمانی که مدار از نوع بسته باشد، به دلیل پرشدن فضای بیشتری از فضای بین بار، نرخ خردایش، به خصوص در تولید ذرات ریز افزایش می‌یابد.
در صورتی که دبی جریان برگشتی به آسیا زیاد باشد، بعد از پر شدن فضای موجود، استخر پالپ در آسیا تشکیل می‌گردد و منجر به کاهش ضربه وارده از طرف بار شده که با خود تجمع ذرات را به همراه دارد. عامل اول، توان‌کشی آسیا را کاهش داده و دومی باعث افزایش آن می‌شود. در نتیجه ممکن است در عمل تفاوتی دیده نشود.

بستن مدار با سنگ‌شکن مواد برگشتی

امروزه فرستادن ذرات به یک سنگ شکن که در آسنیخ به راحتی خرد نمی شوند، به دلیل افزایش کارآیی عملیات، کاربرد فراوانی پیدا کرده است.
قلوه‌سنگ‌های تجمع یافته در آسنیخ، معمولاً بین ۲۵ تا ۵۰ میلی‌متر می‌باشند که حجم اشغال شده توسط آن‌ها می‌تواند توسط خوراک جدیدی پر شود که راحت‌تر خرد می‌شوند.
معمولاً در آسیاهایی که ذرات با ابعاد بحرانی توسط روزنه‌هایی با ابعاد ۱۰ سانتی‌متر خارج شده و به سنگ شکن فرستاده می‌شود، اندازه محصول درشت‌تر از قبل است که عمدتاً به دلیل کاهش مکانیزم سایش می‌باشد. به همین دلیل در مدارهایی که از سنگ‌شکن استفاده می‌شود، روزنه‌های سرند خروجی آسیا باید بزرگ‌تر انتخاب شود.

کنترل

اولین قدم کنترل، در نظر گرفتن مخلوط کردن و یکنواخت‌سازی خوراک ورودی در طراحی اولیه کارخانه است.
اهداف کنترل معمولاً عبارتند از:

- بیشینه کردن تناژ
- حفظ تناژ ثابت
- کمینه کردن اندازه محصول

حداقل سخت افزار مورد نیاز به شرح زیر می‌باشد:

- خوراک‌دهنده‌های قابل تنظیم
- باسکول زیر نوار
- اندازه‌گیر دقیق توان آسیا
- نشان‌گر سطح بار مانند سلول بار و یا اندازه‌گیر فشار یاتاقان
- اندازه‌گیر دانسیته پالپ خروجی

بهینه‌سازی

بهینه‌سازی عملیات آسنیخ نباید یک کار تمام‌شدنی به حساب آورده شود بلکه باید همواره به دنبال بیشینه‌سازی کارآیی، علیرغم وجود عوامل در حال تغییر بود.
جهت اطمینان از بهینه کار کردن مدار خردایش، چند مورد را باید در نظر داشت:

۱. شناخت دقیق آسیا
۲. تعریف شاخص‌های بهینه‌سازی و داشتن برنامه اجرا
۳. شبیه‌سازی

۱- شناخت دقیق آسیا

سعی کنید صددرصد به مستندات ارائه شده برای تعیین مشخصات تجهیزات تکیه نکنید بلکه مشاهده کرده و کنترل کنید.

- ✓ ابعاد آسیا: ابعاد داخلی جداره و آستر باید اندازه‌گیری شود. آستر در طول زمان سائیده شده و در نتیجه بر کارآیی تأثیرگذار خواهد بود.
- ✓ مشخصات شبکه: روزنه‌ها، سطح باز و محل روزنه‌ها در شبکه باید به صورت دقیق رسم شوند.
- ✓ ظرفیت موتور: حداکثر توان موتور را کنترل کنید و مشخص نمایید که سیستم حفاظتی از چه توانی بیشتر، به کار می‌افتد.
- ✓ ابزاربندی: چون اکثر اندازه‌گیری‌ها بر اساس حس‌گرهای مختلف می‌باشد، بنابراین لازم است به طور مستمر کنترل شوند. تنظیم باسکول‌ها و اندازه‌گیر توان‌کشی آسیا باید به طور منظم انجام شود.

۲- تعریف شاخص‌های بهینه‌سازی و داشتن برنامه اجرا

شاخص‌هایی که معمولاً مورد توجه قرار می‌گیرند، عبارتند از: ظرفیت، ابعاد محصول، توان مصرفی و فلز (گلوله و آستر) مصرفی.
تعیین وضعیت کاری مدار در حالت معمول در زمان پایداری با انجام اندازه‌گیری، مانند:

- ✓ اندازه‌گیری دبی، دانه‌بندی، درصد جامد جریان‌ها
- ✓ اندازه‌گیری توان‌کشی و بار آسیا

۳- شبیه‌سازی

در این حالت اطلاعات به دست آمده از مدار، جهت شبیه‌سازی به کار گرفته می‌شود. استراتژی‌های مختلف شبیه‌سازی قبل از انجام در شبیه‌سازها می‌تواند مورد آزمایش قرار گیرد و در صورت مفید بودن به اجرا در آیند.

شاخص‌های بهینه‌سازی

☑ظرفیت

ظرفیت معمولاً با توان در دسترس و حجم آسیا محدود می‌شود. با بررسی سطح بار در وضعیت معمول می‌توان پی برد که آیا حجمی برای افزایش ظرفیت وجود دارد یا نه.

با اندازه‌گیری توان‌کشی آسیا می‌توان با استفاده از مدل‌های موجود، میزان افزایش بار مجاز را پیش‌بینی کرد.

☑اندازه خردایش

معمولاً گلوله بیشتر، بزرگ‌تر و سرعت آسیای بالاتر منجر به درشت‌تر شدن ابعاد محصول می‌شود.

در زمانی که خردایش در دو مرحله (آسنیخ و گلوله‌ای) انجام می‌شود، بهتر است که برای بهینه‌سازی آسنیخ ظرفیت در نظر گرفته شود و اندازه خردایش مطلوب با کمک آسیای گلوله‌ای به دست آورده شود.

با تغییر روزنه‌های سرند به کار گرفته شده برای خروجی آسیا، می‌توان از برگشت مجدد مواد خرد شده، به داخل آسیا جلوگیری کرد.

☑توان مصرفی

توان مصرفی ویژه (kWh/t) معمولاً به عنوان شاخص کارآیی به کار گرفته می‌شود که تحت تأثیر نوع سنگ معدن، اندازه خوراک، میزان گلوله، سطح بار و سرعت آسیا قرار می‌گیرد.

به طور کلی با افزایش میزان گلوله و بار، توان مصرفی ویژه کاهش می‌یابد.

☑مصرف فلز (گلوله و آستر)

مصرف فلز بستگی به نوع کانه، مواد آستر و گلوله دارد.

معمولاً سطح بار کم به دلیل برخورد با آستر و گلوله منجر به مصرف فلز می‌شود. از طرف دیگر مقدار گلوله زیاد نیز مصرف را افزایش می‌دهد.

در آسیاهایی با موتور دور متغیر، افزایش سرعت باعث افزایش مصرف فلز، در اثر برخورد گلوله به آستر می‌شود.

فصل سیزدهم

نحوه تعیین مشخصات آسیای گلوله ای برای صنایع فرآوری

مقدمه

سرعت آسیا معمولاً کمتر از سرعت بحرانی انتخاب می‌شود و با بزرگ‌تر شدن قطر آسیا جهت کاهش سایش آستر به دلیل افزایش سرعت خطی (تعداد دور: N، قطر: D; πDN)، سرعت عملیاتی کمتری انتخاب می‌شود.

قطر آسیا (داخل آستر) (متر)	درصد سرعت بحرانی
۰/۹۱-۱/۸۳	۷۸-۸۰
۱/۸۳-۲/۷۴	۷۵-۷۸
۲/۷۴-۳/۶۶	۷۲-۷۵
۳/۶۶-۴/۵۷	۷۰-۷۵
≤۴/۵۷	۶۹-۷۵

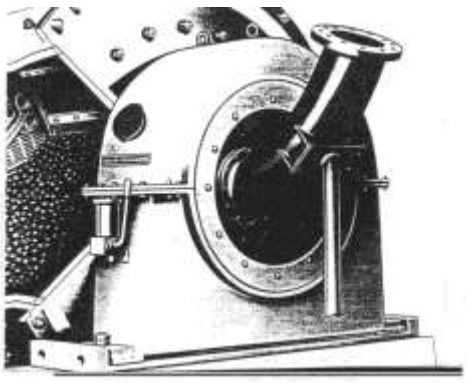
نسبت طول به قطر آسیاهای گلوله‌ای (L/D) از ۱ به ۱ تا ۲ به ۱ متغیر است و قانون ثابتی برای انتخاب نسبت مطلوب وجود ندارد و بستگی به نوع مدار، نوع کانه و اندازه خوراک دارد.

اندازه خوراک ۸۰ درصد عبوری (mm)	نسبت L/D	حداکثر اندازه گلوله (mm)
۵-۱۰	۱ به ۱ تا ۱/۲۵ به ۱	۶۰-۹۰
۰/۹-۴	۱/۲۵ به ۱ تا ۱/۷۵ به ۱	۴۰-۵۰
خوراک ریز ـ آسیای ثانویه	۱/۵ به ۱ تا ۲/۵ به ۱	۲۰-۳۰

خوراک‌دهنده آسیا (Mill feeder)

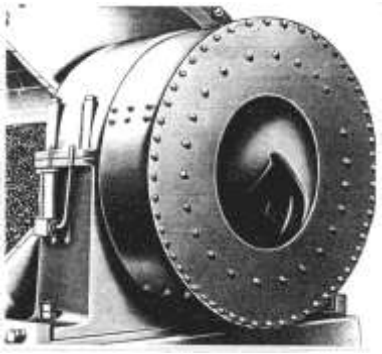
نوع سیستم خوراک‌دهی بستگی به باز یا بسته بودن مدار، اندازه و نرخ خوراک و یا خشک و تر بودن آن دارد.
برای عملیات خشک از خوراک‌دهنده‌های لرزان استفاده می‌شود.
در آسیاکنی تر سه نوع خوراک‌دهنده مورد استفاده قرار می‌گیرد:

- ✓ **خوراک‌دهنده ناودانی (Spout feeder)** که مواد به طور ثقلی مستقیماً وارد آسیا می‌شوند (شکل ۱۳-۱).



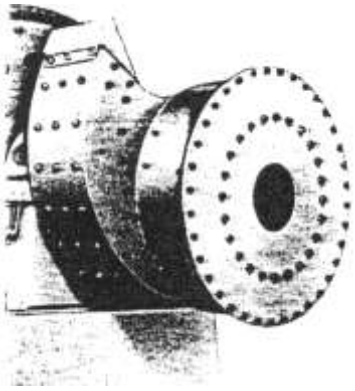
شکل ۱۳-۱- خوراک‌دهنده ناودانی

- ✓ **خوراک‌دهنده استوانه‌ای (Drum feeder)** در جایی‌که فضای کافی وجود ندارد، مورد استفاده قرار می‌گیرد. در این خوراک‌دهنده مواد وارد استوانه شده و با توجه به مارپیچ داخل، به جلو حرکت می‌کنند (شکل ۱۳-۲).



شکل ۱۳-۲- خوراک‌دهنده استوانه‌ای

- ✓ **خوراک‌دهنده ترکیبی ملاقه‌ای ـ استوانه‌ای (Combination drum-scoop feeder)** که متداول‌ترین نوع است که مواد جدید مستقیماً به داخل استوانه وارد می‌شود و سیستم ملاقه‌ای شکل ذرات برگشتی را به داخل هدایت می‌کند. خوراک‌دهنده ملاقه‌ای ممکن است دوتایی باشد که باعث یکنواختی خوراک‌دهی و افزایش آن می‌شود (شکل ۱۳-۳).



شکل ۱۳-۳- خوراک‌دهنده ترکیبی

محاسبه توان برای آسیای گلوله‌ای لبریزشونده تر

رابطه تجربی زیر برای تعیین توان به کار می‌رود:

$$K_{wb} = 4.879D^{0.3}(3.2-3V_p)\,f_{cs}\,(1-\frac{0.1}{2^{(9-10\,fcs)}})+S_s$$

که در آن

K_{wb}: کیلو وات بر هر تن گلوله (۱۰۰۰ کیلوگرم)

D: قطر داخلی با آستر (متر)

V_p: کسری از حجم آسیا که با گلوله پر شده

f_{cs}: کسر سرعت بحرانی

S_s: عامل اندازه گلوله

برای آسیاهایی با قطر بزرگ‌تر از ۳/۳ متر، بر اساس اندازه بزرگ‌ترین گلوله مصرفی، عاملی به صورت زیر وارد می‌شود:

$$S_s = 1.102(\frac{B-12.5D}{50.8})$$

که در آن

B: اندازه بزرگترین گلوله (میلی‌متر)

D: قطر داخلی با آستر (متر)

S_s: کیلووات بر هر تن گلوله

برای راحتی دستیابی به مشخصات آسیا با توجه به توان مصرفی جدولی تهیه شده است (توان آسیا (بر حسب اسب بخار) به نسبت مستقیم با طول آسیا تغییر می‌کند) (جدول ۱۳-۱).

جدول ۱۳-۱- تغییرات توان آسیا نسبت به سایر مشخصات آسیا

Ball Mill Diameter		Ball Mill Length		Ball Size		Mill Speed			Ball Charge Weight						Mill Power						Dia (D) Inside New Liners	
									Metric Tonnes % Volumetric Loading			Short Tons % Volumetric Loading			Overflow Disch. % Volumetric Loading			Grate Disch. % Volumetric Loading				
M	FT	M	FT	MM	IN	RPM	$\%C_s$	FPM	35	40	45	35	40	45	35	40	45	35	40	45	M	FT
0.91	3.0	0.91	3.0	50	2.0	38.7	79.9	304	0.68	0.77	0.87	0.75	0.85	0.96	7	7	7	8	8	9	0.76	2.5
1.22	4.0	1.22	4.0	50	2.0	32.4	79.1	356	1.77	2.02	2.28	1.95	2.23	2.51	19	20	21	22	24	25	1.07	3.5
1.52	5.0	1.52	5.0	50	2.0	28.2	78.1	398	3.66	4.19	4.71	4.03	4.61	5.19	42	45	47	49	52	54	1.37	4.5
1.83	6.0	1.83	6.0	50	2.0	25.5	78.0	441	6.56	7.50	8.44	7.23	8.27	9.30	80	85	89	93	99	103	1.68	5.5
2.13	7.0	2.13	7.0	50	2.0	23.2	77.2	474	10.7	12.3	13.8	11.8	13.5	15.2	137	145	151	158	168	175	1.98	6.5
2.44	8.0	2.44	8.0	50	2.0	21.3	76.1	502	16.2	18.6	21.0	17.9	20.5	23.1	215	228	237	249	265	275	2.29	7.5
2.59	8.5	2.49	5.0	50	2.0	20.4	75.3	519	18.5	21.1	23.8	20.4	23.3	26.2	250	266	277	290	308	321	2.44	8.0
2.74	9.0	2.74	9.0	50	2.0	19.7	75.0	526	23.5	26.9	30.2	25.9	29.6	33.3	322	342	356	373	397	413	2.55	8.5
2.89	9.5	2.74	9.0	50	2.0	19.15	75.0	541	26.4	30.1	33.9	29.1	33.2	37.4	367	390	406	425	453	471	2.74	9.0
3.05	10.0	3.05	10.0	50	2.0	18.65	75.0	557	32.7	37.3	42.0	36.0	41.1	46.3	462	491	512	535	570	593	2.89	9.5
3.20	10.5	3.05	10.0	50	2.0	18.15	75.0	570	36.1	41.4	46.5	39.9	45.6	51.2	519	552	575	602	640	667	3.05	10.0
3.35	11.0	3.35	11.0	50	2.0	17.3	72.8	566	43.0	49.2	55.4	47.4	54.2	61.0	610	649	676	708	753	784	3.17	10.4
3.51	11.5	3.35	11.0	50	2.0	16.75	72.2	574	49.1	56.0	60.8	54.1	58.5	67.0	674	718	747	782	832	867	3.32	10.9
3.66	12.0	3.66	12.0	50	2.0	16.3	71.8	584	56.4	64.4	72.5	62.2	71.0	79.9	812	864	900	942	1003	1044	3.47	11.4
3.81	12.5	3.66	12.0	50	2.0	15.95	71.8	596	61.4	70.2	79.0	67.7	77.4	87.1	896	954	993	1040	1106	1152	3.63	11.9
3.96	13.0	3.96	13.0	50	2.0	15.60	71.7	607	72.3	82.7	92.6	79.7	91.1	102	1063	1130	1177	1233	**1311**	1365	3.78	12.4
4.12	13.5	3.96	13.0	64	2.5	15.30	71.7	620	78.2	89.4	99.8	86.2	98.5	111	1189	**1266**	1321	1379	1469	1532	3.93	12.9
4.27	14.0	4.27	14.0	64	2.5	14.8	70.7	628	90.7	104	117	100	115	129	1375	1484	1527	1595	1699	1771	4.08	13.4
4.42	14.5	4.27	14.0	64	2.5	14.55	70.8	635	98.0	112	126	108	123	139	1492	1598	1656	1730	1842	1921	4.24	13.9
4.57	15.0	4.57	15.0	64	2.5	14.1	69.8	636	113	129	144	124	142	159	1707	1817	1893	1980	2107	2196	4.39	14.4
4.72	15.5	4.57	15.0	64	2.5	13.85	69.8	648	121	138	155	139	152	171	1838	1956	2037	2132	**2264**	2363	4.54	14.9
4.89	16.0	4.88	16.0	64	2.5	13.45	68.9	651	137	157	179	151	173	194	2084	2217	2309	2417	2571	2678	4.69	15.4
5.03	16.5	4.88	16.0	64	2.5	13.2	68.7	659	146	167	188	161	184	207	2229	**2370**	2468	2585	2750	2863	4.85	15.9
5.18	17.0	5.18	17.0	75	3.0	13.0	68.7	670	165	189	212	182	208	234	2595	2764	2883	3010	3206	3344	5.00	16.4
5.33	17.5	5.18	17.0	75	3.0	12.7	68.1	674	176	201	226	194	221	249	2750	2929	3053	3190	3397	3542	5.15	16.9
5.49	18.0	5.49	18.0	75	3.0	12.4	67.5	678	197	225	253	217	248	279	3077	3276	3414	3569	3800	3961	5.30	17.4

معادلات تعیین توان آسیا

اولین مرحله در تعیین مشخصات آسیاها، تعیین توان مورد نیاز برای تولید ذرات با اندازه مطلوب است. معادله پایه مورد استفاده، رابطه باند است:

$$W = 10W_i\left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}}\right)$$

W: کیلو وات ساعت بر تن کوچک

W_i: اندیس کار

P: اندازه محصول (۸۰ درصد عبوری) برحسب میکرون

F: اندازه خوراک (۸۰ درصد عبوری) بر حسب میکرون

این رابطه برای شرایط خاصی ارائه شده و ضرایب معینی را با توجه به شرایط عملیات باید اعمال نمود.

$$W_c = EF_1 \times EF_2 \times .... \times W$$

ضرایب مورد استفاده برای آسیاهای گلوله‌ای

EF_1: آسیاکنی خشک – برای آسیاکنی خشک توان نسبت به آسیاکنی تر ۱/۳ برابر است.

EF_2: آسیاکنی گلوله‌ای مدار باز – برای مدارهای باز کارآیی نسبت به مدارهای بسته کاهش می‌یابد و میزان آن بستگی به درجه کنترل اندازه محصول تولید شده دارد (جدول ۱۳-۲).

جدول ۱۳-۲- ارتباط ضریب عدم کارآیی و درجه کنترل اندازه محصول

میزان کنترل محصول (٪عبوری)	۵۰	۶۰	۷۰	۸۰	۹۰	۹۲	۹۵	۹۸
ضریب عدم کارآیی	۱/۰۳۵	۱/۰۵	۱/۱	۱/۲	۱/۴	۱/۴۶	۱/۵۷	۱/۷

EF_3: ضریب کارآیی قطر- اندازه پایه، آسیایی با قطر ۲/۴۴ متر است و ضریب کارآیی از رابطه زیر قابل تعیین است:

$$EF_3 = (\frac{2.44}{D})^{0.2}$$

D: قطر داخلی (متر)

EF_4: خوراک بیش از حد بزرگ – معمولاً این ضریب برای آسیاکنی تک مرحله‌ای به کار گرفته می‌شود.

$$EF_4 = \frac{R_r + [W_i - 7]\left[\frac{F - F_0}{F_0}\right]}{R_r}$$

W_i: اندیس کار آزمون قابلیت آسیاکنی با سرند کنترلی

$$R_r = \frac{F}{P} \; : \; F_0 = 4000\sqrt{\frac{13}{W_i}}$$

$[W_i]$ اندیس کار آسیای میله‌ای قرار داده می‌شود چون نشان‌دهنده بخش دانه درشت‌تر است.

EF_5: ضریب ریزی آسیاکنی ـ این ضریب برای زمانی که محصول ۸۰ درصد عبوری ریزتر از ۷۵ میکرون است، به کار می‌رود.

$$EF_5 = \frac{P + 10.3}{1.145P}$$

EF_7: نسبت خردایش کم ـ این ضریب زمانی به کار گرفته می‌شود که نسبت خردایش کمتر از ۶ است. معمولاً در آسیاکنی مجدد کنسانتره و باطله بیشتر به کار می‌رود.

$$EF_7 = \frac{2(R_r - 1.35) + 0.26}{2(R_r - 1.35)}$$

$$R_r = \frac{F}{P}$$

مسأله :

برای شرایط زیر، مشخصات آسیای گلوله‌ای مناسب را پیشنهاد کنید.

خوراک ورودی: ۵۰۰ تن بر ساعت

اندازه خوراک: ۸۰ درصد عبوری از ۹/۴mm (۱۰۰ درصد عبوری از ۱۲/۷mm)

اندیس کارآسیای میله‌ای: ۱۳/۲ کیلووات ساعت بر تن

اندیس کار آسیای گلوله‌ای: ۱۱/۷ کیلووات ساعت بر تن

محصول: ۸۰ درصد عبوری از ۱۷۵ میکرون

شاخص سایش (A_i): ۰/۲۱۵

حل: خوراک آزمایش آسیاکنی گلوله‌ای استاندارد زیر ۶ مش (۳۳۵۰ میکرون) است. در نتیجه بخش درشت خوراک (زیر ۱/۲۷cm) آسیای تک مرحله‌ای در خوراک این آزمایش وجود ندارد. اما در آزمایش قابلیت خردایش میله‌ای باند این بخش وجود دارد در نتیجه در انتخاب آسیای گلوله‌ای تک مرحله‌ای باید آزمون‌های قابلیت خردایش میله‌ای و گلوله‌ای هر دو را

انجام داد. در صورتی که اندیس کارهای به دست آمده خیلی متفاوت باشد، به خصوص زمانی که اندیس کار میله‌ای بالاتر باشد، محاسبات جهت تعیین توان مورد نیاز آسیاکنی به صورت دو مرحله‌ای انجام می‌شود.

اندیس کار میله‌ای برای محاسبه توان از خوراک کارخانه تا ۸۰ درصد عبوری از ۲۱۰۰ میکرون مورد استفاده قرار می‌گیرد و برای محاسبه از ۲۱۰۰ میکرون تا اندازه محصول مورد نظر از اندیس کار گلوله‌ای بهره گرفته می‌شود. مجموع این دو، توان کل تصحیح نشده برای هر تن عملیات آسیاکنی را به دست می‌دهد.

مرحله اول: $W = 13.2\left(\frac{10}{\sqrt{2100}} - \frac{10}{\sqrt{9400}}\right) = 1.52\ kWh/s.t$

مرحله دوم: $W = 11.7\left(\frac{10}{\sqrt{175}} - \frac{10}{\sqrt{2100}}\right) = 6.29\ kWh/s.t$

مجموع: $1.52 + 6.29 = 7.81\ kWh/s.t$

تبدیل به اسب بخار $7.81 \times 1.102 \times 1.341 \times 500 = 5766$ (تصحیح نشده)

ضرایب EF_1 و EF_2 کاربرد ندارد.

EF_3: چون آسیا با توجه به توان دارای قطری بیش از ۳/۸۱ متر خواهد بود، در نتیجه ضریب ۰/۹۱۴ اعمال می‌شود.

ضریب EF_4: خوراک درشت‌تر از ۴۰۰۰ میکرون است.

$$R_r = \frac{9400}{175} = 53.7$$

$$F_0 = 4000\sqrt{\frac{13}{13.2}} = 3970$$

$$EF_4 = \frac{53.7 + (11.7 - 7)\left(\frac{9400 - 3970}{3970}\right)}{53.7} = 1.12$$

ضرایب EF_5 و EF_7 کاربرد ندارد.

در نتیجه توان مورد نیاز تصحیح شده برابر است با:

$$5766 \times 1.12 \times 0.914 = 5902\,HP$$

با توجه به جدول مشخصات آسیا باید از دو آسیا استفاده کرد، در نتیجه:

$$\frac{5902}{2} = 2951HP$$

از روی جدول مربوط به نسبت L/D، مقدار در حدود ۱/۲۵ مناسب خواهد بود.

در جدول مربوط به مشخصات آسیا و توان مصرفی، آسیا با قطر ۵/۰۳ متر در طول ۴/۸۸ متر با ۴۰ درصد گلوله با آستر جدید و گلوله ۶/۴cm، توانی معادل $2370HP$ را نیاز دارد. در نتیجه $\frac{2951}{2370} = 1.25$

طول آسیا: متر $4.88 \times 1.25 = 6.1$

در صورتی که از آسیایی با خروجی شبکه‌دار استفاده شود، آسیایی با قطر ۴/۷۲ در طول ۴/۵۷ متر با ۴۰ درصد حجمی گلوله و آستر جدید و گلوله ۶/۴cm، توان $2264HP$ را نیاز دارد. در نتیجه:

طول آسیا $\frac{2951}{2264} = 1.3 \quad \rightarrow \quad 4.57 \times 1.3 = 5.94m$

مقدار واسطه و آستر مصرفی (آسیاهای گلوله‌ای تر)

گلوله: $\frac{kg}{kWh} = 0.159(A_i - 0.015)^{0.34}$

آستر: $\frac{kg}{kWh} = 0.0118(A_i - 0.015)^{0.3}$

انتخاب اندازه گلوله:

$$B = \left[\sqrt{\frac{F}{K}}\sqrt[3]{\frac{S_g W_i}{(\%C_s)\left(\sqrt{3.281D}\right)}}\right] \times 25.4$$

B: قطر گلوله (mm)

S_g: دانسیته کانی

K: فاکتور آسیای گلوله‌ای، ۳۵۰- مدار بسته تر با آسیای لبریز شونده

F: اندازه خوراک ورودی (μm)

D: قطر داخلی آسیا (متر)

C_s: سرعت آسیا (بر حسب سرعت بحرانی)

A_i: شاخص سایش

فصل چهاردهم

مقدمه ای بر مدارهای سنگ شکنی و آسیاکنی

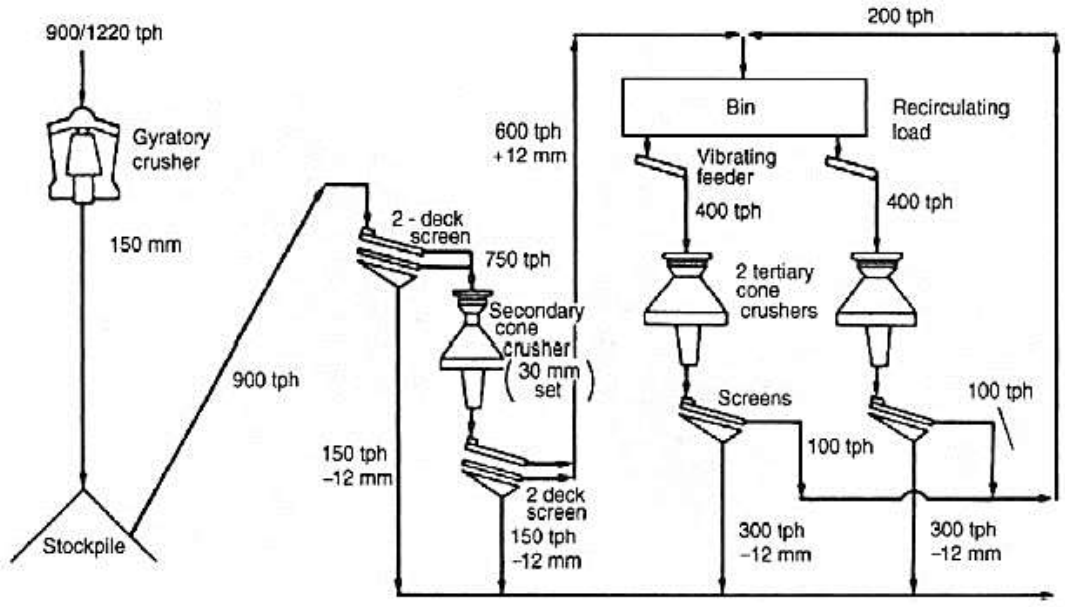
مدارهای سنگ‌شکنی و کنترل

در سال‌های اخیر، تلاش‌هایی در جهت بهبود کارآیی سنگ‌شکنی به منظور کاهش هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی صورت گرفته است.

کنترل اتوماتیک مدارهای سنگ‌شکنی به طور روزافزونی مورد استفاده قرار می‌گیرد، سنگ‌شکن‌های بزرگ‌تر ساخته می‌شود و واحدهای سنگ‌شکنی سیار که هزینه انتقال ماده معدنی را با استفاده از نوار نقاله به جای کامیون به طور چشم‌گیری کاهش می‌دهد، مورد استقبال واقع شده است.

واحدهای سنگ‌شکنی سیار که با گسترش معدن حرکت می‌کنند معمولاً از سنگ‌شکن‌های فکی، چکشی یا غلتکی استفاده می‌کنند و به طور مستقیم و یا توسط خوراک‌دهنده‌های زنجیری تا تناژ ۱۰۰۰ تن بر ساعت تغذیه می‌شوند. در بعضی از کارخانه‌ها از سنگ‌شکن‌های ژیراتوری بزرگ تا ظرفیت ۶۰۰۰ تن بر ساعت استفاده می‌شود.

شمای عملیات معمول یک کارخانه سنگ‌شکنی که خوراک آسیای گلوله‌ای را تولید می‌کند در شکل ۱۴-۱ آمده است.

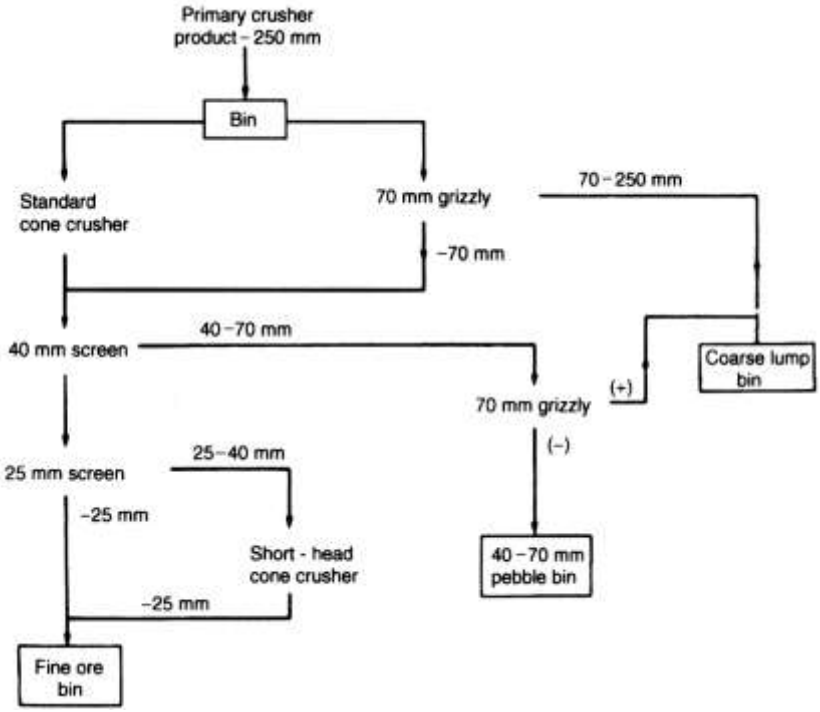


شکل ۱۴-۱- مدار معمول سنگ‌شکنی

محصول سنگ‌شکن ثانویه طبقه‌بندی شده و به مخزن قبل از سنگ‌شکنی ثالثیه منتقل می‌شود.

در مواردی مدار سنگ‌شکنی نه تنها برای تولید خوراک آسیا بلکه برای فراهم کردن واسطه خردایش برای مدار آسیای خودشکن طراحی می‌شود.

شمای عملیات مدار سنگ‌شکنی که در آن واسطه درشت و قلوه برای مرحله آسیاکنی تولید می‌شود، در شکل ۱۴-۲ آمده است.



شکل ۱۴-۲- مدار سنگ‌شکنی تولید واسطه درشت و قلوه

سیستم‌های کنترل مدارهای سنگ‌شکنی معمولاً شامل آشکارسنج‌های سطح، حسگر جریان روغن، تجهیزات اندازه‌گیری توان، ترازوی زیر نوار، موتورهای تسمه‌ای سرعت متغیر، خوراک‌دهنده‌ها، آشکارساز گرفتگی دهانه خروجی مواد و تجهیزات اندازه‌گیری ابعاد ذرات می‌شوند.

سیستم‌های کنترل سرپرستی معمولاً برای سنگ‌شکن‌های اولیه به کار گرفته نمی‌شود و ابزارها صرفاً برای حفاظت از آن‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرند.

آشکارسازهای جریان روغن و نشان‌گرهای درجه حرارت یاتاقان‌ها به همراه هشدارهای سطح بالا و پایین در زیر مخازن سنگ‌شکن به کار گرفته می‌شوند.

معمول‌ترین هدف مدارهای سنگ‌شکنی ثانویه و ثالثیه حداکثر کردن ظرفیت سنگ‌شکن در یک اندازه محصول معین می‌باشد.

سه عامل تأثیرگذار بر کارآیی سنگ‌شکن که قابل کنترل می‌باشند عبارتند از: نرخ خوراک، اندازه دهانه خروجی و اندازه خوراک.

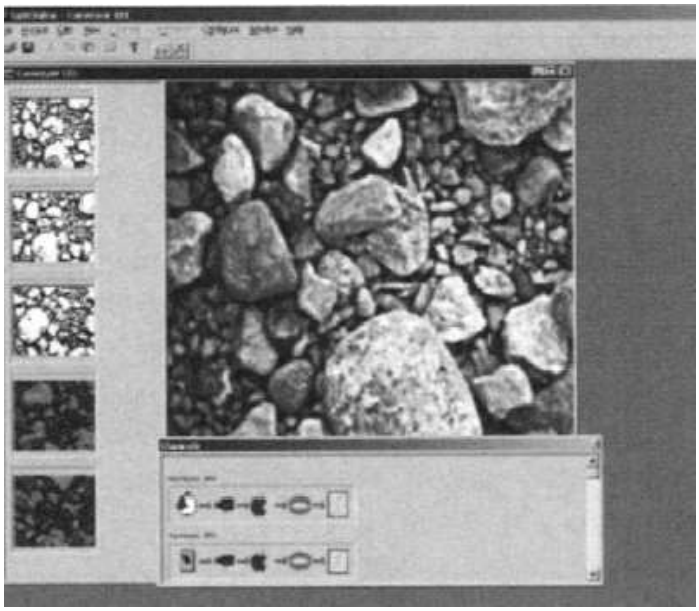
مؤثرترین راه بیشینه کردن ظرفیت، حفظ توان‌کشی سنگ‌شکن در بالاترین حد ممکن است که توسط بسیاری از کارخانه‌ها به کار گرفته می‌شود.

در مدار سنگ‌شکنی بسته، اندازه گلوگاه در حالت بسته مقدار بهینه‌ای دارد که بالاترین تناژ محصول طبقه‌بندی شده برای یک توان معین را به همراه دارد.

افزایش اندازه دهانه خروجی سنگ‌شکن در مدار بسته سنگ‌شکنی، منجر به افزایش خوراک ورودی به مدار می‌شود ولی با توجه به بالا رفتن میزان بار در گردش انجام این کار فقط تا یک حد معین امکان‌پذیر است.

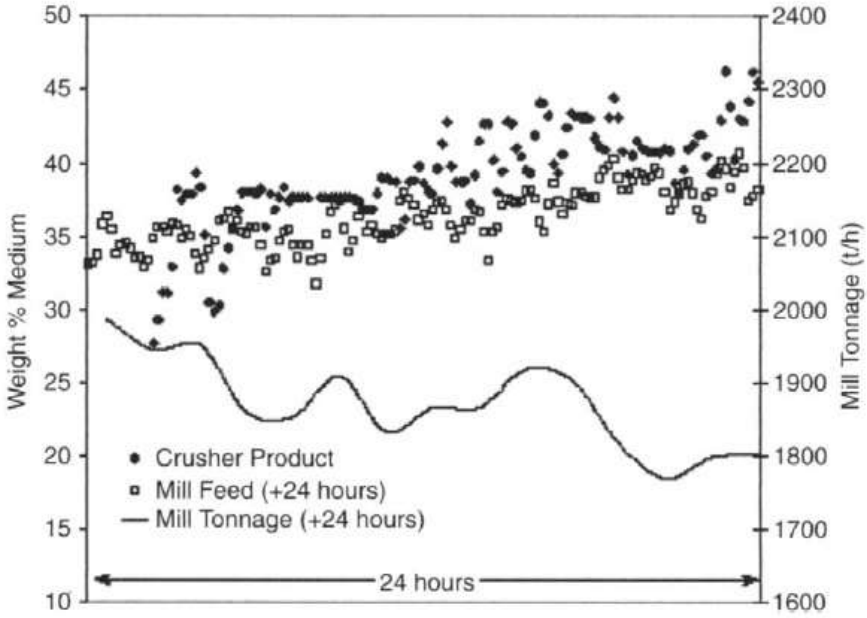
معمولاً توان‌کشی توسط خوراک‌دهنده با سرعت متغیر تنظیم می‌شود. تغییر در سختی ماده معدنی و اندازه ذرات با استفاده از سرعت نوار نقاله خوراک‌دهنده جبران می‌شود. در این حالت چون سیستم در حالت "خفه" کار می‌کند، نشان‌گرهای سطح بالا و پایین مواد مورد نیاز است که معمولاً نوع مکانیکی، هسته‌ای، صوتی و یا کلیدهای هم جواری به کار می‌رود.

سنگ‌شکنی با توان‌کشی بالا منجر به تولید ذرات ریز می‌شود، اگر این افزایش تولید ذرات ریز که به مدار آسیاکنی منتقل می‌شود قابل تحمل نباشد، با کوچک‌تر کردن روزنه‌های سرند مدار بسته سنگ‌شکنی می‌توان محصول ریزتری را تولید کرد.
باید توجه داشت که با اضافه شدن میزان بار در گردش، مقدار مواد مانده روی سرند زیادتر می‌شوند که منجر به کاهش کارآیی سرندکنی و کاهش حد جدایش سرند می‌شود.
در زمان‌هایی که اضافه ظرفیت سنگ‌شکنی وجود دارد و یا نیاز است که ظرفیت مدار کاهش یابد، می‌توان با کاهش تعداد سرندهای مورد استفاده بار در گردش را اضافه کرد که این خود منجر به تولید محصول ریزتر می‌شود.
در مواردی که محصول سنگ‌شکن قابل فروش است (مانند سنگ‌های مورد استفاده در جاده‌سازی) هدف کنترل، معمولاً بیشینه کردن محصول با اندازه معین از هر تن خوراک است.
چون کارآیی سرندکنی با افزایش بار در گردش کاهش می‌یابد، در نتیجه برای کنترل اندازه محصول می‌توان از میزان بار در گردش استفاده کرد که معمولاً با تغییر تنظیمات سنگ‌شکن عملی می‌شود.
برای تغییر تنظیمات سنگ‌شکن از اندازه‌گیری ابعاد ذرات محصول نیز کمک گرفته می‌شود که این کار با سیستم‌های آنالیز تصویری عملی می‌شود (شکل ۱۴-۳).



شکل۱۴-۳- دانه‌بندی به وسیله آنالیز تصویری

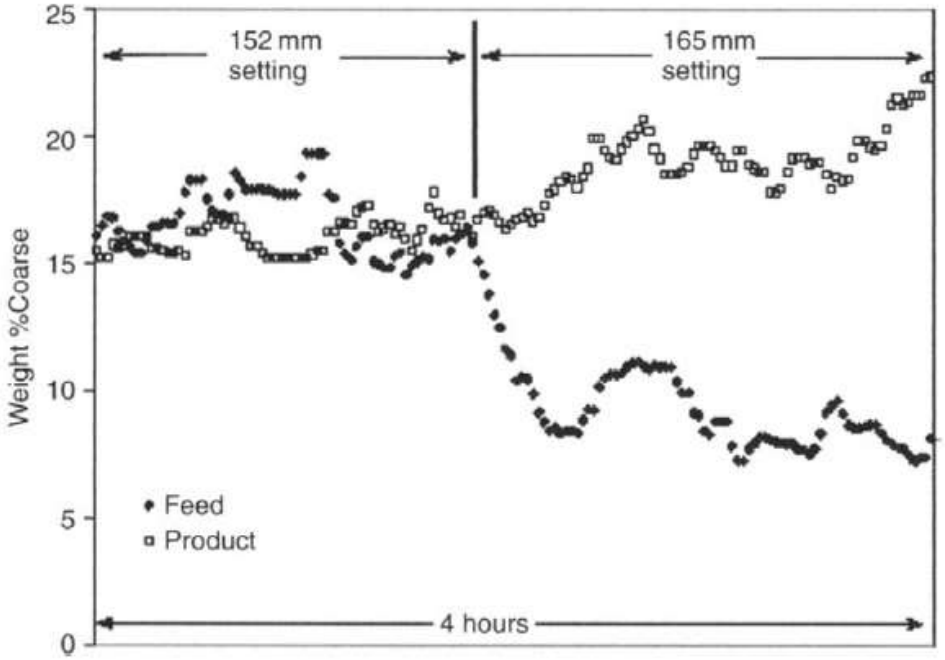
در مدار سنگ‌شکنی حلقه‌های کنترلی دیگر برای کنترل سطوح در مخازن بین مراحل مختلف مورد استفاده قرار می‌گیرد.
به عنوان مثال سطح مواد در مخزن محصول سنگ‌شکن با تغییر سرعت خوراک‌دهنده سرندها تنظیم می‌شود.
تأثیر اندازه محصول سنگ‌شکن بر ظرفیت آسیای نیمه‌خودشکن در شکل ۱۴-۴ آمده است:



شکل ۱۴-۴- تأثیر میزان واسطه خردایش بر ظرفیت آسیای نیمه‌خودشکن

همان طور که انتظار می‌رود با افزایش میزان مواد با ابعاد بحرانی (mm ۵۰+ ۱۲۵-) در آسیا، تناژ آسیای نیمه‌خودشکن از ۲۰۰۰ به ۱۸۰۰ تن بر ساعت کاهش یافته است.

تأثیر افزایش دهانه خروجی سنگ‌شکن از ۱۵۲ به ۱۶۵ میلی‌متر در شکل ۱۴-۵ آمده است:



شکل ۱۴-۵- تأثیر افزایش دهانه سنگ‌شکن بر محصول تولیدی

علیرغم این که درصد ذرات درشت خوراک (mm۱۲۵+) از ۱۵ به ۸ درصد کاهش یافت، دهانه گشادتر اجازه داد تا مواد سنگ‌شکنی نشده بیشتری عبور بکند و درصد مواد درشت در محصول در طول زمان افزایش پیدا بکند.

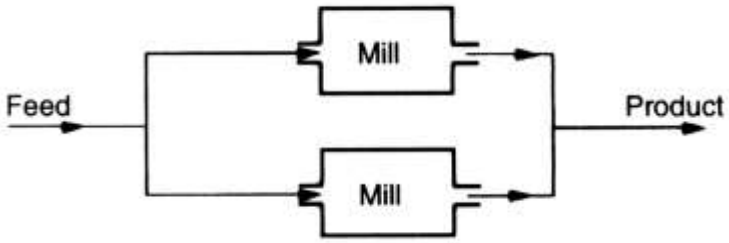
در اغلب کارخانه‌های سنگ‌شکنی به دلیل وجود تأخیرهای فرآیندی طولانی، کنترل‌کننده‌های PI استاندارد برای حلقه‌های کنترلی مناسب نمی‌باشند و معمولاً از مدل‌هایی که زمان‌های واقعی تأخیرها را در نظر می‌گیرند، استفاده می‌کنند و از این مدل‌ها برای تنظیم ورودی کنترل‌کننده‌ها بهره گرفته می‌شود.
برای استفاده از کنترل‌کننده‌هایی که بر اساس مدل کار می‌کنند، لازم است که مدل‌های دینامیکی که به طور دقیق خصوصیات اصلی دینامیکی سنگ‌شکن را توصیف می‌کنند، در دسترس باشند.
برای سنگ‌شکن‌های مخروطی، مدل دینامیکی باید شامل پیش‌بینی دقیق دانه‌بندی خروجی، ظرفیت و توان مصرفی به صورت تابعی از زمان باشد.

مدارهای آسیاکنی

آسیاکنی خشک در مواردی به دلیل تغییرات شیمیایی و فیزیکی ایجاد شده در حضور آب، ضروری است.
در عملیات کانه‌آرایی به دلیل مزیت اقتصادی معمولاً از آسیاکنی تر استفاده می‌شود. مزایای عمده روش آسیاکنی تر عبارتند از:

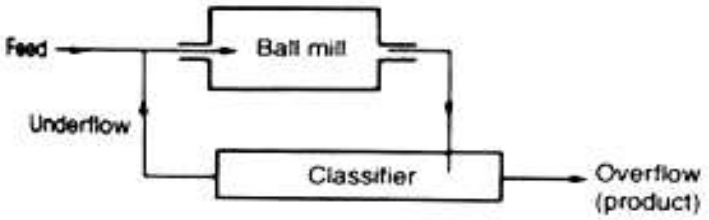
- میزان توان مصرفی پایین‌تر به ازاء هر تن محصول
- ظرفیت بالاتر بر هر واحد حجم آسیا
- امکان استفاده از سرندکنی یا طبقه‌بندی‌کننده تر جهت کنترل دقیق‌تر محصول
- حذف گرد و غبار
- امکان استفاده از روش‌های جا به جایی و حمل و نقل ساده مانند پمپ‌ها، لوله‌ها و ناوها

نوع آسیا و مدار برای هر کاربردی باید به طور هم زمان در نظر گرفته شوند.
مدارها به دو نوع کلی تقسیم می‌شوند: باز و بسته.
در مدار باز (شکل ۱۴-۶)، خوراک به آسیا با نرخ معین جهت تولید محصول در یک بار عبور، تغذیه می‌شود.



شکل ۱۴-۶- مدار باز

مدار باز در صنعت فرآوری زیاد مورد استفاده قرار نمی‌گیرد چون هیچ کنترلی بر توزیع دانه‌بندی مواد وجود ندارد. معمولاً برای اطمینان از این که مواد به اندازه مورد نظر برسند، نرخ خوراک‌دهی باید کم باشد (زمان ماند زیاد) که این خود علاوه بر مصرف انرژی زیاد منجر به تولید نرمه شده که مشکلات بعدی در جدایش را به همراه دارد.
آسیاکنی در صنعت معدن‌کاری تقریباً همواره در مدار بسته (شکل ۱۴-۷) انجام می‌شود که در آن ذرات با ابعاد مورد نظر با یک طبقه‌بندی‌کننده جدا می‌شوند.



شکل ۱۴-۷- مدار بسته

هدف اصلی در مدارهای بسته جدا کردن هرچه سریع‌تر ذرات با ابعاد مورد نظر از مدار است. در صورت انجام این کار، افزایش ۳۵ درصدی ظرفیت توسط مدارهای بسته وجود دارد. مواد درشت که توسط طبقه‌بندی‌کننده به آسیا برگردانده می‌شود، بار در گردش نامیده می‌شود و وزن آن به صورت درصدی از وزن خوراک جدید بیان می‌شود.

آسیاکنی مدار بسته زمان ماند مواد در هر عبور از آسیا را کاهش می‌دهد و در مقایسه با مدار باز، نسبت ذرات با ابعاد محصول در آسیا کمتر است.

با افزایش تناژ خوراک جدید، تناژ بار در گردش اضافه می‌شود. در این حالت اندازه ذرات ته‌ریز طبقه‌بندی‌کننده درشت‌تر می‌گردد. باید توجه داشت که خوراک ترکیبی آسیا (خوراک جدید + بار در گردش) به دلیل افزایش میزان بار در گردش ریزتر می‌شود. در این شرایط، خروجی آسیا درشت‌تر شده و تفاوت اندازه بین ذرات خوراک و خروجی نسبت به قبل کمتر می‌شود.

ظرفیت آسیا با کاهش اندازه گلوله، افزایش پیدا می‌کند که این امر به دلیل افزایش سطح آسیاکنی است (البته تا نقطه‌ای که زاویه درگیر شدن بین گلوله‌های در تماس و ذرات بیش از حد شود).

بار در گردش بهینه، بستگی به ظرفیت طبقه‌بندی‌کننده و هزینه انتقال بار به آسیا دارد. محدوده معمول آن بین ۱۰۰ تا ۳۵۰ درصد است حتی می‌تواند تا ۶۰۰ درصد نیز برسد.

آسیاهای میله‌ای به دلیل نحوه خردایش مواد در آن‌ها، معمولاً به صورت مدار باز کار می‌کند. سطوح موازی خردایش مشابه یک سرند شکاف‌دار عمل می‌کند و از خروج ذرات بزرگ جلوگیری می‌کند. ذرات ریز از فضای بین میله‌ها رد شده و بدون خردایش چشم‌گیر خارج می‌شوند.

طبقه‌بندی‌کننده مکانیکی در کارخانه‌های قدیمی‌تر و برای آسیاکنی با محصول درشت مورد استفاده قرار می‌گیرد. از آن جایی که نیروی ثقل عامل جدایش می‌باشد، این وسیله در زمانی که خوراک دارای ذرات ریز خیلی زیاد باشد، کارآیی لازم را ندارد.

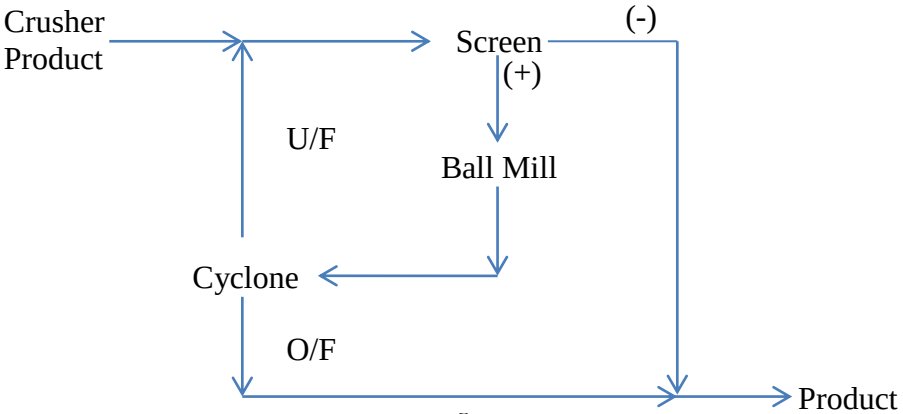
هیدروسیکلون‌ها بر اساس نیروی گریز از مرکز کار می‌کنند که سرعت طبقه‌بندی مواد و کیفیت جدایش را بیشتر کرده و بار در گردش را افزایش می‌دهد.

در صورت استفاده از هیدروسیکلون برای طبقه‌بندی ذرات، زمان رسیدن به حالت پایدار در صورت ایجاد تغییر در مدار کوتاه می‌شود. این امر در حالتی که مواد قرار است تحت عمل شناورسازی قرار بگیرند، خیلی مفید واقع می‌شود چون از اکسید شدن مواد جلوگیری می‌کند.

از آن جایی که اساس طبقه‌بندی‌کننده‌ها بر تفاوت نرخ ته‌نشینی مواد بنا نهاده شده، در نتیجه علاوه بر اندازه ذرات، دانسیته آن‌ها نیز در جدایش مؤثر می‌باشند. به همین دلیل ذرات ریز با دانسیته بالا ممکن است با ذرات با ابعاد بزرگ و دانسیته کم به یک جا منتقل شوند.

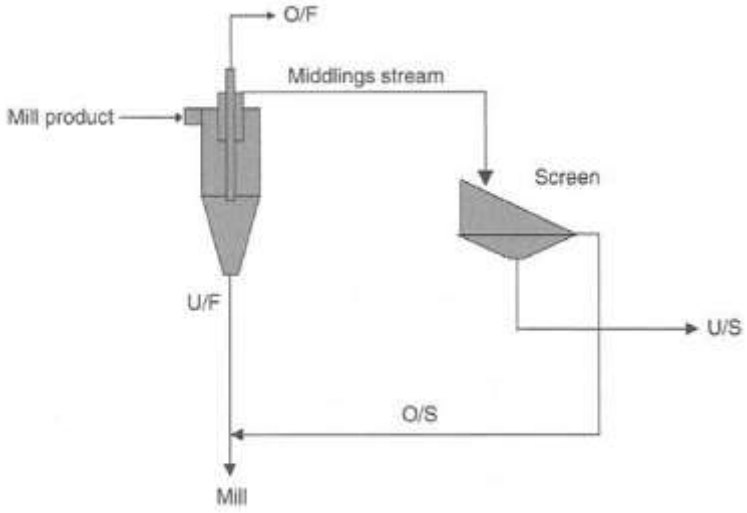
معمولاً زمانی که ماده باارزش با دانسیته بالا خرد می‌شود، به دلیل برگشت این ذرات به آسیا امکان بیش از حد خرد شدن این ذرات و تولید نرمه وجود دارد. در چنین شرایطی می‌توان به دلیل خردایش انتخابی ذرات باارزش، اندازه خردایش را درشت‌تر تعیین کرد و ذرات درشت گانگ را به سرریز فرستاد. در صورتی که روش جدایش فلوتاسیون باشد، این روش

مشکلی ایجاد نمی‌کند ولی در صورتی که از روش ثقلی برای جدایش استفاده شود، به دلیل وسیع‌تر شدن دامنه ابعاد ذرات مورد جدایش مشکلاتی ایجاد می‌شود. برای رفع این مشکل در این نوع مدارها از سرند برای طبقه‌بندی استفاده می‌شود.
سرندکنی ریز غیرکارآ می‌باشد و به همین دلیل از ترکیب طبقه‌بندی‌کننده و سرند استفاده می‌شود. در مدار شکل ۱۴-۸ که مربوط به آسیاکنی اولیه برای سنگ معدن مس است، محصول سنگ‌شکن ثانویه به روی سرند قوسی خوراک‌دهی می‌شود و خروجی آسیا به سیکلون ارسال می‌گردد. انتقال ته‌ریز به روی سرند، جداسازی ذرات ریز کانی سنگین را امکان‌پذیر کرده و از بیش از حد خرد شدن آن‌ها در آسیا جلوگیری می‌کند.



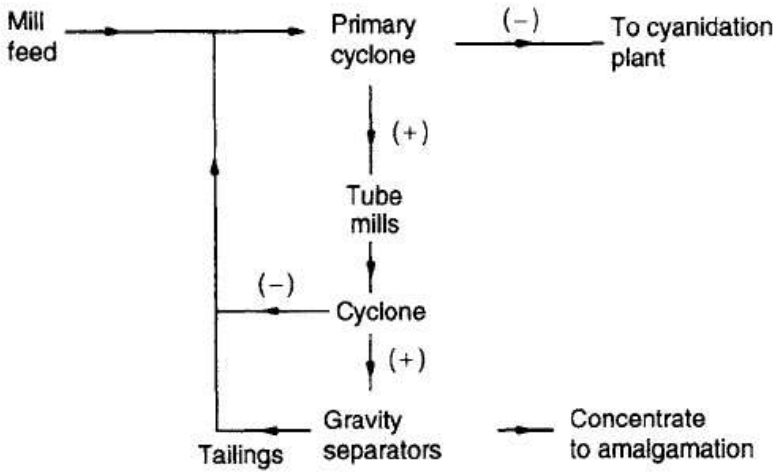
شکل ۱۴-۸- مدار آسیاکنی اولیه مس

برای غلبه بر بیش از حد خرد شدن ذرات باارزش ریز، سیکلون سه محصولی ارائه شده است (شکل ۱۴-۹).



شکل ۱۴-۹- سیکلون سه محصولی

در صنعت فرآوری طلا، نصب جداکننده‌ای برای جداسازی طلا از ته‌ریز هیدروسیکلون قبل از ارسال مجدد آن به آسیا معمول می‌باشد (شکل ۱۴-۱۰).

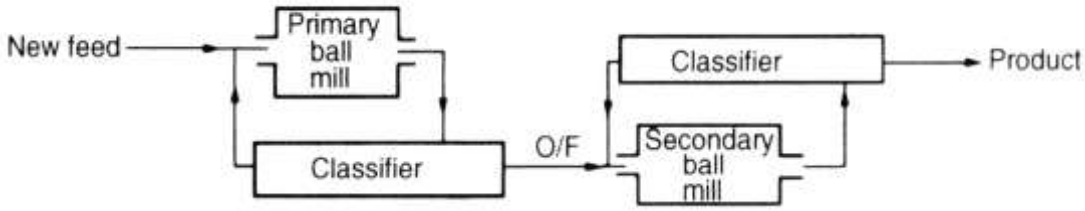


شکل ۱۴-۱۰- مدار فرآوری طلا

مدارهای موازی آسیاکنی دارای انعطاف‌پذیری زیادی بوده چون هر کدام جداگانه می‌تواند خوراک‌دهی شوند و در صورت نیاز بعضی از آن‌ها از خط خارج شوند. ولی باید توجه داشت که در این حالت هزینه سرمایه‌ای و هزینه نصب نسبتاً زیاد است و باید در خصوص مقدار بهینه آسیاهای مورد استفاده بررسی دقیقی به عمل آورد.

روند صنعت امروز، استفاده از یک مرحله خردایش به جای استفاده از مدارهای چند مرحله‌ای خردایش است که هزینه آن کمتر و کنترل اتوماتیک آن بهتر می‌باشد. البته باید توجه داشت در صورتی که نسبت اندازه خوراک به محصول زیاد باشد، باید از گلوله‌های بزرگ استفاده کرد که این امر باعث می‌شود که تولید ذرات ریز (محصول) با مشکل رو به رو شود.

معمولاً زمانی که از آسیای میله‌ای به جای مرحله سوم سنگ‌شکنی استفاده می‌شود، آسیاکنی دو مرحله‌ای به کار گرفته می‌شود (شکل ۱۴-۱۱).



شکل ۱۴-۱۱- مدار آسیاکنی دو مرحله‌ای

در سال‌های اخیر آسیاکنی نیمه‌خودشکن (SAG) صنعت معدن‌کاری را متحول ساخته و با در اختیار قرار دادن تجهیزات بزرگ با ظرفیت بالا، امکان فرآوری سنگ معدن‌های عیار پایین را به واسطه کاهش هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی فراهم نموده است. مدارهای آسیای نیمه‌خودشکن می‌تواند به صورت باز یا بسته باشند ولی عمدتاً به صورت بسته کار می‌کنند و از سرند ترومل و یا سرند لرزان برای جداسازی ذرات درشت و انتقال آن با نوار نقاله و یا به صورت ناپیوسته با کامیون به ورودی آسیا استفاده می‌شود.

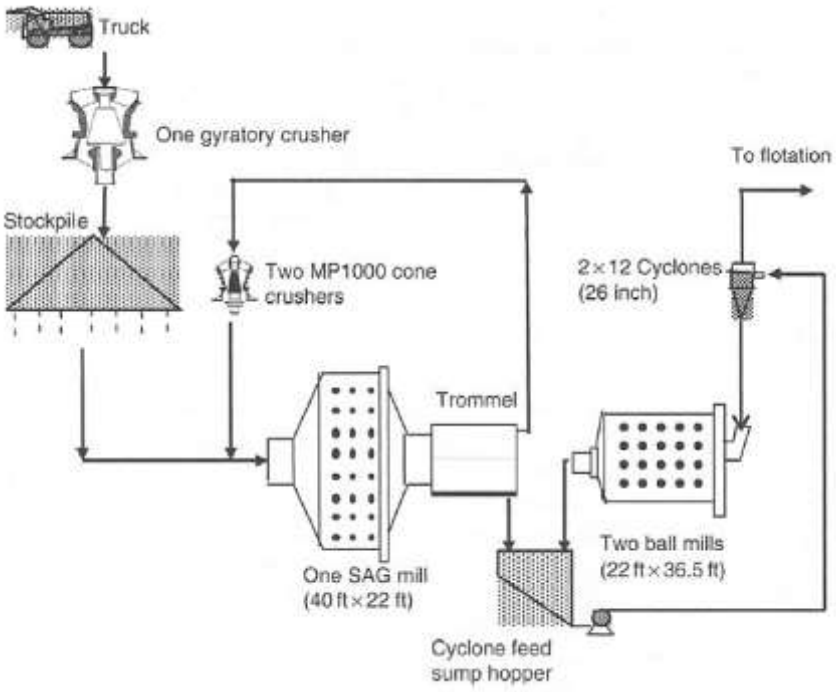
انتقال مواد درشت آسیا به داخل آن ممکن است به دو صورت داخلی و خارجی انجام شود. در شیوه انتقال داخلی از آب افشانه‌ای و یا از مارپیچ معکوس و در روش خارجی از نوار نقاله و کامیون (ناپیوسته) استفاده می‌شود.

دو نوع مدار بسته آسیاکنی خودشکن- نیمه‌خودشکن، متداول می‌باشد. در آفریقای جنوبی آسیاکنی خودشکن- نیمه‌خودشکن تک مرحله‌ای که خوراک آن سنگ معدن بعد از آتشباری است به همراه هیدروسیکلون مربوط مرسوم می‌باشد. در آفریقای جنوبی آسیاهای با نسبت قطر به طول کمتر، پرشدگی بالا و سرعت چرخش زیاد استفاده می‌شود.

نوع دیگر مدار آسیاکنی خودشکن- نیمه‌خودشکن، استفاده از یک سنگ‌شکن کوچک‌تر برای خرد کردن ذرات درشت به جای برگرداندن آن‌ها به آسیاست. در داخل آسیا ذرات با ابعاد ۲/۵ تا ۵ سانتی‌متر که به ذرات با ابعاد بحرانی معروف می‌باشند، به اندازه‌ای بزرگ نیستند که بتوانند به عنوان واسطه خردایش عمل کنند و آن قدر کوچک نیستند که توسط سنگ‌های دیگر خرد شوند و به همین دلیل در داخل تجمع پیدا کرده و باعث کاهش کارآیی و ظرفیت می‌شوند.

برای جدا کردن ذرات با ابعاد بحرانی، سوراخ‌های نسبتاً بزرگی با ابعاد ۴ تا ۱۰ سانتی‌متر، در شبکه آسیا ایجاد می‌شود تا امکان خروج این مواد را فراهم نمایند. سنگ‌شکن کوچک‌تری برای خردایش این مواد و ارسال آن به آسیا به کار گرفته می‌شود. در این حالت از یک جداکننده مغناطیسی قوی برای جدا کردن گلوله‌هایی که از این سوراخ‌ها خارج شده‌اند، استفاده می‌شود.

متداول‌ترین مداری که امروزه مورد استفاده قرار می‌گیرد، مدار آسیای نیمه‌خودشکن – آسیای گلوله‌ای – سنگ‌شکن (SAGBC) است (شکل ۱۴-۱۲).



شکل ۱۴-۱۲- مدار آسیای نیمه‌خودشکن – آسیای گلوله‌ای – سنگ‌شکن (SAGBC)

کنترل مدار آسیاکنی

در آسیاکنی نه تنها ظرفیت بلکه تولید محصول در یک دامنه اندازه معین از اهمیت خاصی برخوردار است.

متغیرهای اصلی تأثیرگذار بر کنترل عبارتند از:

- تغییر در نرخ خوراک جدید
- تغییر در بار درگردش
- دانه‌بندی و سختی سنگ معدن
- تغییر در میزان آب اضافه شده به مدار

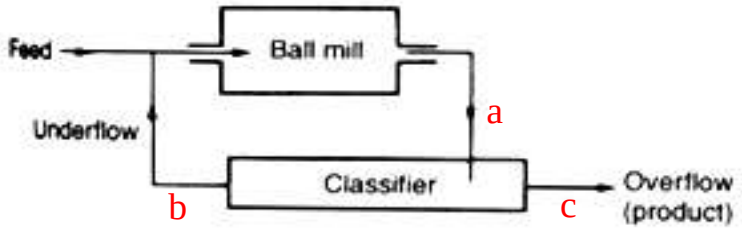
یکی از راه‌های کاهش نوسان در خصوصیات خوراک، مخلوط‌سازی گونه‌های مختلف سنگ معدن می‌باشد.

افزایش در ابعاد خوراک یا سختی منجر به تولید محصول درشت‌تر می‌شود مگر این که خوراک ورودی کاهش داده شود.

محصول درشت‌تر منجر به افزایش بار در گردش شده و دبی ورودی به سیکلون را بیشتر می‌کند. این امر به نوبه خود بر حد جدایش سیکلون تأثیر می‌گذارد. به همین دلیل کنترل بار در گردش در کنترل ابعاد ذرات دارای اهمیت است.

در مدار ساده آسیا و طبقه‌بندی‌کننده شکل ۱۴-۱۳، نرخ خوراک جدید، F تن بر ساعت و بار در گردش C تن بر ساعت است، در نتیجه:

$$\text{نسبت بار در گردش} = \frac{C}{F}$$



شکل ۱۴-۱۳- مدار آسیا و طبقه‌بندی کننده

موازنه جرم مواد دور طبقه‌بندی‌کننده:

خروجی آسیای گلوله‌ای = بار در گردش + محصول

در صورتی که نمونه‌هایی از خروجی آسیا، بار در گردش و سرریز طبقه‌بندی‌کننده (محصول مدار) برداشته و دانه‌بندی شوند و درصد مانده روی سرند معین در این جریان‌ها به ترتیب c, b, a باشد، در نتیجه می‌توان نوشت:

$$(F+C)a = Fc + Cb$$

$$\frac{C}{F} = \frac{a-c}{b-a}$$

با استفاده از دانه‌بندی تمام طبقات و روش کم‌ترین مربعات می‌توان بار در گردش را محاسبه کرد.

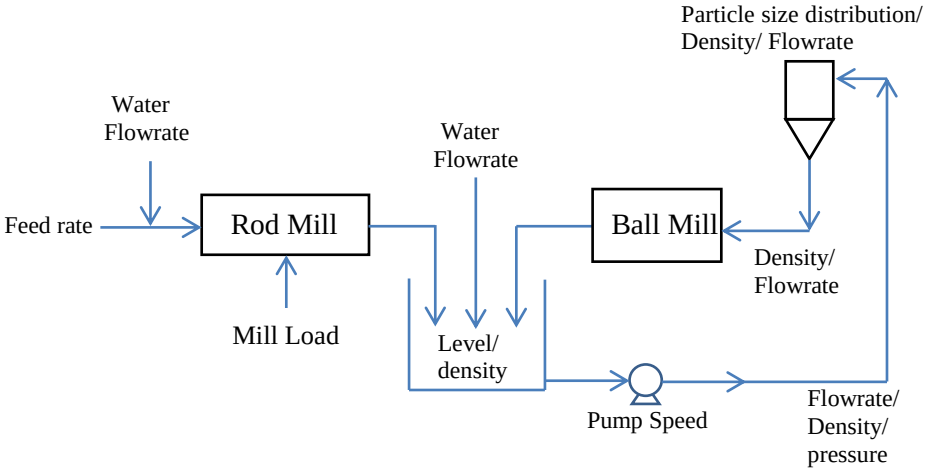
در صنعت با استفاده از دانسیته‌سنج هسته‌ای و تعیین درصد جامد، بار در گردش به طور پیوسته قابل اندازه‌گیری و پایش می‌باشد.

به دلیل پرهزینه بودن عملیات آسیاکنی و هم چنین تأثیر این بخش در مرحله جدایش، به کارگیری سیستم‌های کنترل اتوماتیک، معمول می‌باشد.

اهداف مورد نظر در کنترل آسیاکنی، می‌تواند یکی از موارد زیر باشد:

- حفظ اندازه محصول ثابت در بیشترین ظرفیت
- حفظ نرخ خوراک ثابت در محدوده دامنه اندازه محصول
- بیشینه کردن محصول بر واحد زمان، سازگار با کارآیی مدار پایین دست (مانند فلوتاسیون)

در شکل ۱۴-۱۴ متغیرهای مهم در ارتباط با مدار آسیاکنی معمول نشان داده شده است:



شکل ۱۴-۱۴- متغیرهای مهم بر مدار آسیاکنی معمول

از میان متغیرهای نشان داده شده، حفظ نرخ خوراک سنگ معدن و نرخ آب اضافه شده می‌توانند به طور مستقل تغییر داده شوند.

اخیراً استفاده از ویسکوزیته پالپ نیز در کنترل پیشنهاد شده است. برای پالپ مس، افزایش ۱ درصدی درصد جامد حجمی از ۵۵ تا ۵۶ درصد منجر به تغییر ویسکوزیته از ۳۲۹ تا ۳۹۰ مگا پاسکال ثانیه می‌شود. تغییر ۱ درصدی ممکن است قابل تشخیص نباشد ولی تغییر ویسکوزیته در این محدوده قابل شناسایی است.

استفاده از پمپ دور متغیر خوراک‌دهنده سیکلون می‌تواند به عنوان یک متغیر مستقل به کار گرفته شود.

کنترل نرخ خوراک‌دهی از اهمیت خاصی برخوردار است و این کار با به کارگیری خوراک‌دهنده‌های سرعت متغیر به همراه ترازوی زیر نوار عملی می‌شود.

کنترل میزان واسطه فلزی در آسیا با پایش توان‌کشی انجام می‌شود.

استفاده از سلول بار و میکروفون برای اطلاع از وضعیت بار داخل آسیا نیز به کار گرفته می‌شود. به کارگیری دو میکروفون در آسیای نیمه‌خودشکن برای تعیین شرایط عملیاتی اخیراً کاربرد وسیعی پیدا کرده است. نصب دو میکروفون یکی در بالای محل معمول برخورد و دیگری پایین آن امکان تشخیص افزایش یا کاهش سطح بار را فراهم می‌کند. با افزایش بار داخل آسیا محل برخورد بار به میکروفون بالایی نزدیک‌تر می‌شود. مزیت دیگر استفاده از میکروفون امکان تخمین دانسیته پالپ با بررسی شدت صدای میکروفون پایین است. میزان آب اضافه شده به آسیا از این طریق قابل کنترل است.

تفاوت مهمی بین عکس‌العمل دینامیکی مدار در مقابل تغییرات نرخ خوراک و تغییرات در آب اضافه شده به مدار وجود دارد. تغییر در نرخ خوراک، تغییر آهسته پیش‌رونده‌ای را باعث می‌شود که در آن حالت تعادل نهایی نشان‌دهنده حداکثر عکس‌العمل محصول است.

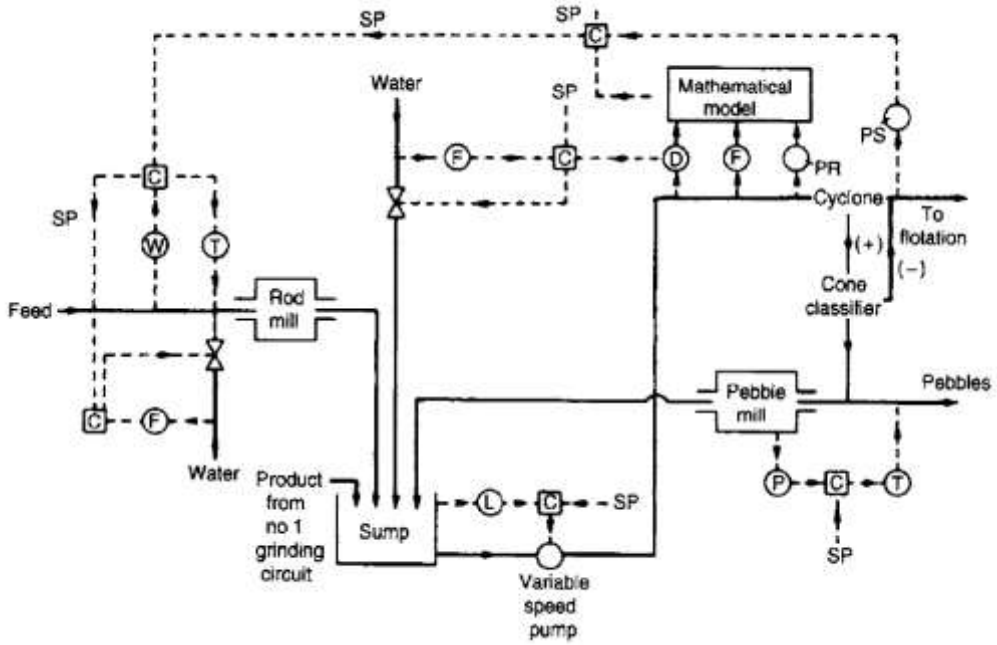
تغییرات در آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده باعث ایجاد عکس‌العمل سریع حداکثری می‌شود و عکس‌العمل نهایی محصول نسبتاً کوچک است. افزایش نرخ آب اضافه شده منجر به افزایش هم زمان بار در گردش و سطح پالپ در حوضچه پمپ می‌گردد. این امر نیاز به استفاده از حوضچه پمپ بزرگ و پمپ با سرعت متغیر را جهت کنترل مطلوب، ضروری می‌سازد.

اگر هدف از کنترل سیستم، تولید ذرات با اندازه معین در نرخ خوراک ثابت باشد، فقط آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده متغیر قابل دست‌کاری است و مدار باید تحمل نوسان در دانسیته سرریز هیدروسیکلون و دبی حجمی، در هنگام تغییر مشخصات سنگ معدن را داشته باشد. در این حالت نوسان در بار در گردش نیز روی می‌دهد.

در خیلی از کارخانه‌ها هدف کنترل، حداکثر کردن ظرفیت در اندازه محصول ثابت می‌باشد که این امر امکان دست‌کاری نرخ خوراک و آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده را فراهم می‌کند. این هدف معمولاً با کنترل بار در گردش در یک حد معین (به دلیل محدودیت ظرفیت مدار) عملی می‌شود. دو استراتژی کنترل بر اساس تغییر نرخ خوراک و یا آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده موجود است. در استراتژی اول اندازه محصول با نرخ خوراک کنترل می‌شود و کنترل بار در گردش با نرخ آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده عملی می‌گردد. در استراتژی دوم اندازه محصول با آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده کنترل می‌شود. انتخاب یکی از این دو استراتژی بستگی به مشخصات مدار از جمله توانایی مدار خردایش و پرعیارکنی در تحمل نوسان در جریان، حساسیت فرآیند پرعیارسازی به انحراف از اندازه ذرات بهینه، زمان‌های تأخیر در مدار آسیاکنی و تعداد مراحل آسیاکنی دارد.

در صورتی که قرار است عکس‌العمل اندازه ذرات سریع باشد، این حلقه با آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده کنترل می‌شود ولی اگر عکس‌العمل سریع ظرفیت آسیا مهم‌تر باشد اندازه ذرات با نرخ خوراک تنظیم می‌گردد.

در مدار شکل ۱۴-۱۵ که در آن مدار فلوتاسیون امکان تحمل تغییرات کوتاه مدت در اندازه ذرات را دارد، نرخ خوراک برای کنترل ابعاد ذرات محصول به کار گرفته می‌شود.

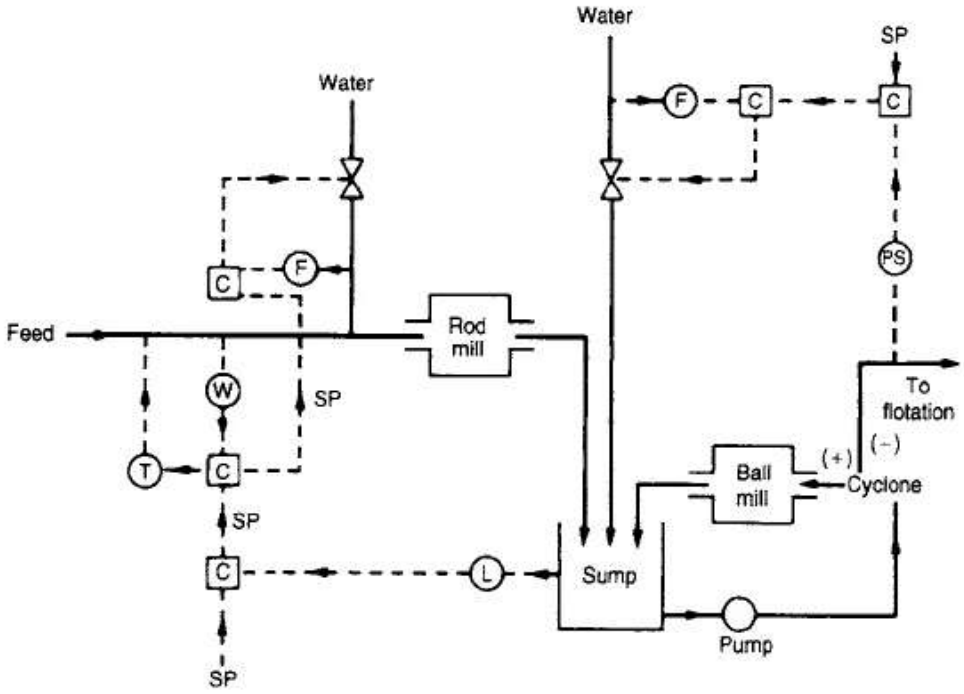


شکل ۱۴-۱۵- کنترل مدار خردایش (عامل کنترل‌کننده: نرخ خوراک)

سیستم کنترل با تنظیم خوراک ورودی به آسیای میله‌ای و پایدارسازی دانسیته پالپ خوراک ورودی به سیکلون توسط آب اضافه شده به حوضچه پمپ سیکلون اندازه ذرات محصول را کنترل می‌کند.

خوراک آسیای میله‌ای با تنظیم سرعت نوار نقاله خوراک‌دهنده تنظیم می‌شود. آب اضافه شده به آسیا با توجه به نقطه مطلوب نرخ خوراک برای حفظ دانسیته پالپ در یک مقدار معین، تنظیم می‌گردد. خوراک ورودی به سنگ‌شکنی قلوه سنگی با پایش توان مصرفی این تجهیز کنترل می‌شود.

در مدار شکل ۱۴-۱۶ اندازه ذرات محصول با نرخ آب اضافه شده به طبقه‌بندی‌کننده کنترل می‌شود.

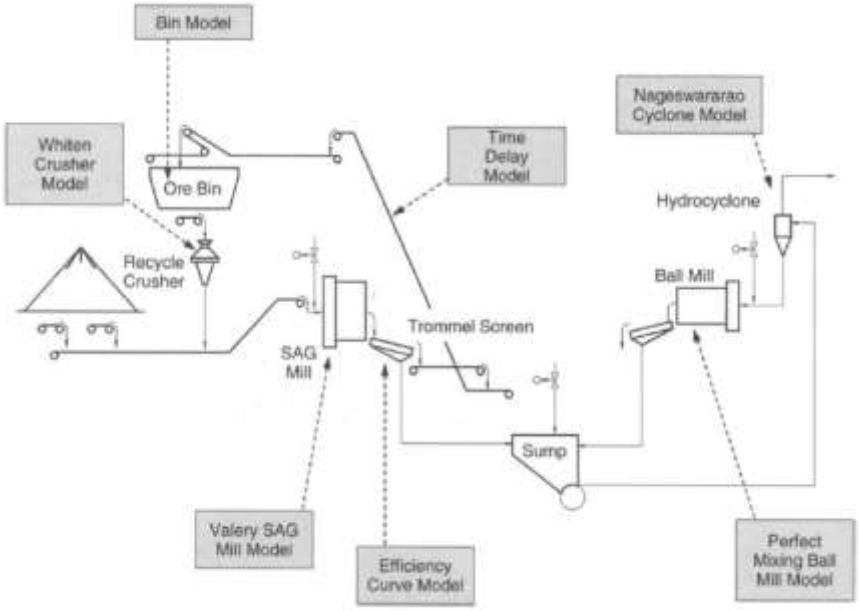


شکل ۱۴-۱۶- کنترل مدار خردایش (عامل کنترل‌کننده: نرخ آب)

بخش فلوتاسیون این مدار حساسیت زیادی به اندازه ذرات دارد. نرخ خوراک آسیای میله‌ای با وزن‌سنج نواری اندازه‌گیری شده و با توجه به نقطه مطلوب که از آشکارساز سطح مواد در حوضچه پمپ سیکلون مشخص می‌شود، تنظیم می‌گردد.
اندازه ذرات محصول مدار اندازه‌گیری شده و با نقطه مطلوب مقایسه می‌شود. کنترل‌کننده با تنظیم نقطه مطلوب آب اضافه شده به حوضچه پمپ سعی در حفظ اندازه ذرات محصول در مقدار مورد نظر می‌کند.
بار در گردش و سطح مواد در حوضچه پمپ بدون استفاده از اندازه‌گیری نرخ جرمی مواد یا پمپ سرعت متغیر کنترل می‌شود. سطح مواد در حوضچه پمپ نشان خوبی از بار در گردش است چون پایین‌ترین حجم جریان به داخل حوضچه از خروجی آسیای میله‌ای ناشی می‌شود. در این حالت، حلقه ظرفیت، سطح مواد در حوضچه را با تغییر نرخ مواد ورودی به آسیای میله‌ای حفظ می‌کند.
یکی از مشکلات استراتژی‌های ذکر شده وجود تأثیر متقابل بین عوامل مختلف است. به عنوان مثال، در مدار قبلی اندازه محصول با آب اضافه شده به حوضچه پمپ کنترل می‌شود اما افزایش آب باعث افزایش بار در گردش نیز می‌شود. مشابهاً، بار در گردش با حلقه نرخ خوراک کنترل می‌شود ولی از طرف دیگر افزایش در نرخ خوراک اندازه ذرات محصول را افزایش می‌دهد.
در صورتی که در مدار قبلی میزان بار در گردش (سطح مواد در حوضچه پمپ) بالاتر از مقدار مطلوب و اندازه محصول نیز بالاتر از مقدار مطلوب باشد، حلقه آب اضافه شده به حوضچه پمپ برای کاهش اندازه ذرات محصول میزان آب را بیشتر می‌کند. این کار بار در گردش را خیلی سریع افزایش می‌دهد و درصورتی که حلقه آرام عمل کند، خوراک که سعی در کاهش بار در گردش دارد نمی‌تواند مقابله کند.
سیستم‌های خبره که در واقع برنامه‌های کامپیوتری هستند، دانش فرآیند و قواعدی که توسط کارکنان اتاق کنترل به کار گرفته می‌شود را ترکیب می‌کنند. برای کنترل مدارهای آسیاکنی پیچیده به کار گرفته می‌شوند. محدودیت عمده این سیستم نیاز به دانش کافی در خصوص فرآیند است که به راحتی امکان‌پذیر نمی‌باشد.

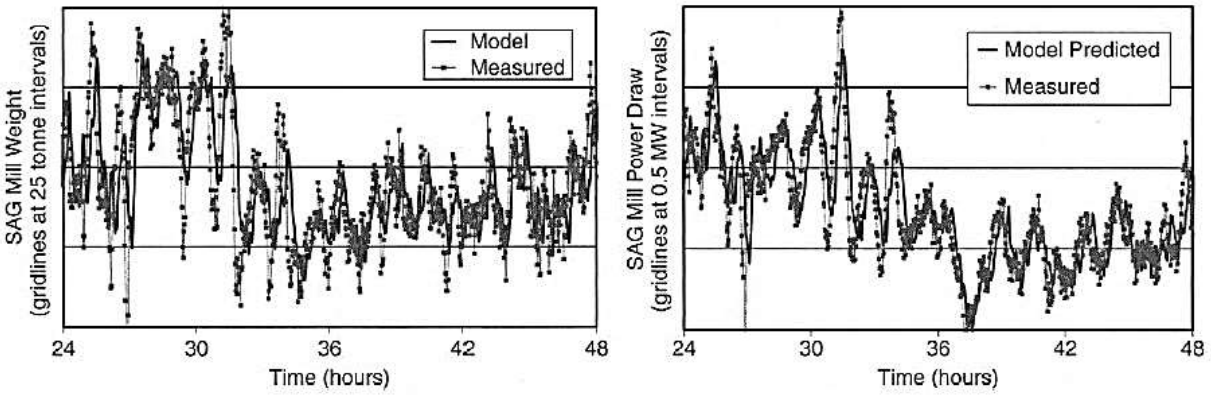
سیستم کنترل بر اساس مدل در دهه ۱۹۷۰ معرفی شد که در سال‌های اخیر مورد توجه اهل فن قرار گرفته است. در این روش، مدل ریاضی مدار بر اساس دانش موجود، مکانیزم‌های عمل‌کننده و داده‌های آزمایش ارائه می‌شود. این مدل‌ها دارای تعدادی پارامتر می‌باشند که با استفاده از داده‌های آزمایش از یک دستگاه و یا مدار باید کالیبره شوند.

زمانی که پارامترهای مدل تعیین شوند و خصوصیات شکست سنگ مشخص باشد، مدل می‌تواند کارآیی مدار را در مقابل تغییر در شرایط خوراک و یا شرایط عملیاتی دیگر پیش‌بینی کند. مدار شکل ۱۴-۱۷ نمونه بارز شبیه‌ساز بر اساس مدل است.



شکل ۱۴-۱۷- شبیه‌سازی مدار خردایش

در این شبیه‌ساز، اطلاعات هر ۱۰ ثانیه یک بار به روز شده و به عنوان ورودی به مدل جهت اطلاع از وضعیت حجم بار، شکل بار، میزان آب گرفتگی (تشکیل استخر) و اندازه محصول داده می‌شود. به کارگیری این شبیه‌ساز در کارخانه‌ها حاکی از نزدیکی مقادیر پیش‌بینی شده و مقادیر به دست آمده از اندازه‌گیری است. تغییرات واقعی بار و توان مصرفی آسیای نیمه‌خودشکن به همراه روند پیش‌بینی شده آن در شکل ۱۴-۱۸ آمده است.



شکل ۱۴-۱۸- تغییر واقعی بار و توان مصرفی آسیای نیمه‌خودشکن

فصل پانزدهم

عوامل مؤثر بر انتخاب مدارهای خردایش

مقدمه

در ۲۰ سال گذشته اکثر پروژه‌های آسیاکنی جدید و یا توسعه‌ای از تکنولوژی آسیاکنی نیمه‌خودشکن استفاده کرده‌اند.
مسأله اصلی، اطلاع از دلایل اساسی انتخاب این نوع مدارها به جای مدارهای معمول آسیاکنی میله‌ای- گلوله‌ای، آسیاهای غلتکی فشار بالا و آسیاکنی خشک است.

عوامل اصلی که باید تحت بررسی قرار بگیرند عبارتند از:

- سنگ‌شناسی
- دگرسانی
- کانی‌شناسی
- عوامل ژئوتکنیکی (برای فونداسیون دستگاه‌ها)
- سختی سنگ
- عوامل استاندارد خردایش
- نتایج آزمون‌های نیمه‌صنعتی
- نرخ معدن‌کاری
- برنامه تولید گونه‌های مختلف سنگ معدن

مقدار نوسان وتأثیرات متقابل عوامل بالا، تعیین کننده میزان تأثیرگذاری بر کارآیی متالورژیکی و اقتصادی پروژه است.

خلاصه عوامل

با توجه به هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی بالای مدارهای خردایش و تأثیر زیاد آن بر اقتصاد کلی پروژه، انتخاب کارآترین مدار از نظر هزینه اهمیت اساسی دارد.
نوع پروژه ـ جدید، توسعه‌ای و جایگزینی ـ بر تعداد عوامل مورد بررسی تأثیر مستقیم دارد.

مهم‌ترین مرحله، خصوصیت‌سنجی سنگ معدن است که موارد زیر را شامل می‌شود:

- مقاومت در مقابل ضربه و سایش
- ساینده‌گی (سایش واسطه خردایش)
- مقدار رطوبت
- عیار و نوع کانی‌سازی (کانی‌سازی گانگ، اندازه آزادشدگی و خواص شیمیایی)

عواملی که در مرحله بعد باید بررسی شوند:

- اندازه کارخانه
- نرخ خوراک‌دهی
- آب و هوا
- قابلیت دسترسی
- وجود آب

نمونه‌برداری چه برای آزمایش‌های کوچک و یا بزرگ مقیاس اهمیت اساسی دارد و موفقیت پروژه در گرو این امر است.
در اکثر موارد، این مهندس خردایش است که تعداد مراحل خردایش و شمای عملیات متالورژیکی که مشخص‌کننده درجه آزادشدگی مطلوب است، را تعیین می‌کند.

عوامل جنبی مهم:

- دسترسی به واسطه خردایش مناسب (نزدیک بودن تولیدکننده واسطه)
- فراهم بودن افراد آموزش دیده
- تجربه کسب شده توسط معادن مشابه

مدارهای خردایش متداول:

- سنگ‌شکن، آسیای میله‌ای، آسیاهای گلوله‌ای

- سنگ‌شکن، آسیای میله‌ای، آسیای قلوه سنگی
- سنگ‌شکن، آسیای گلوله‌ای تک مرحله‌ای
- سنگ‌شکن، آسیای گلوله‌ای چند مرحله‌ای
- آسیای خودشکن تک مرحله‌ای
- آسیای خودشکن، آسیای گلوله‌ای
- آسیای خودشکن، آسیای گلوله‌ای، سنگ‌شکن
- آسیای خودشکن، آسیای قلوه سنگی
- آسیای خودشکن، آسیای قلوه سنگی، سنگ‌شکن
- آسیای نیمه‌خودشکن تک مرحله‌ای
- آسیای نیمه‌خودشکن و آسیای گلوله‌ای
- آسیای نیمه‌خودشکن، آسیای گلوله‌ای، سنگ‌شکن
- پیش سنگ‌شکنی، آسیای نیمه‌خودشکن، آسیای گلوله‌ای، سنگ‌شکن

با انجام آزمایش‌های میزان محکمی واسطه خودشکنی و اندیس کار سنگ‌شکنی انرژی پایین باند، بخشی از گزینه‌های بالا با صرف هزینه کم در مدت زمان نه چندان زیاد کنار گذاشته می‌شود.

مراحل توسعه پروژه و تأثیر آن بر انتخاب عوامل

پیش نیاز طراحی کارخانه موفق، مشخص کردن یک مهندس خردایش در ابتدای پروژه جهت کار در کنار کارکنان متالورژیکی است.

نقطه شروع کار، بررسی گزارش‌های زمین‌شناسی است که حدود توده معدنی را جهت برداشت نمونه مشخص می‌کند.

در این مرحله مقدار نمونه کم می‌باشد ودر نتیجه امکان انجام آزمایش‌های کوچک مقیاس وجود دارد.

بررسی فنی واقتصادی اولیه با توجه به تجربه مهندس خردایش و در نظر گرفتن عواملی مانند: محل کارخانه، نوع کارخانه، تناژ و کیفیت محصول با به کارگیری مقادیر فرضی برای بعضی عوامل آماده می‌شود.

در صورت مثبت بودن بررسی اولیه، آزمون‌های خردایش لازم انجام می‌شود و مدار متداول سنگ‌شکنی آسیای نیمه‌خودشکن - آسیای گلوله‌ای، برای شروع کار در نظر گرفته می‌شود.

گزارش دقیق‌تر بعد از رسیدن نتایج نمونه‌های ارسالی به آزمایشگاه‌های معتبر جهت انجام آزمایش‌های تعیین محکمی واسطه خودشکنی، اندیس کار باند و اندیس سایش آماده می‌شود.

شناسایی عوامل

تفسیر زمین‌شناسی مغزه‌های حفاری و نمونه‌های توده‌ای

عوامل مهم برای مهندس خردایش که از گزارش زمین‌شناسی باید استخراج شود:

- شناسایی کانی‌های تشکیل‌دهنده و تعیین مقدار نسبی آن‌ها
- درجه پراکندگی کانی‌ها
- تعداد مناطق کانه قابل تشخیص و خصوصیات اصلی آن‌ها

آنالیز کانی‌شناسی

بررسی کانی‌های موجود در نمونه‌ها، هویت، خصوصیت، دامنه ابعاد دانه‌ها ونوع قفل‌شدگی را مشخص می‌کند.
این اطلاعات درجه آزادی لازم را در مراحل مختلف خردایش (اولیه، ثانویه ومجدد) مشخص می‌کند.
کانی‌شناسی امروزه علاوه بر روش ساده میکروسکوپ نوری و روش‌های اشعه x از تکنیک‌های جدیدی مانند QEM * SEM (میکروسکوپ الکترونی) جهت تعیین خصوصیت کانی‌ها استفاده می‌کند.

آنالیز شیمیایی

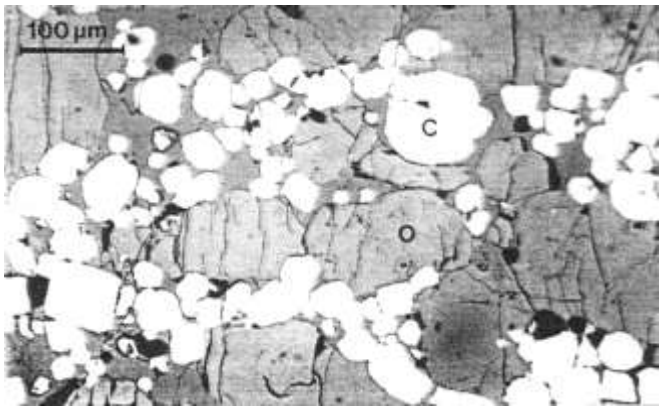
برای مهندس خردایش آنالیز شیمیایی می‌تواند اطلاعات مفیدی را در خصوص ایجاد نرمه یا اسیدی بودن پالپ که باعث افزایش نرخ سایش واسطه می‌شود، فراهم نماید.

مثال:

وجود سولفات‌ها باعث ایجاد نرمه و در مواردی موجب اسیدی شدن پالپ می‌شوند.

خواص فیزیکی

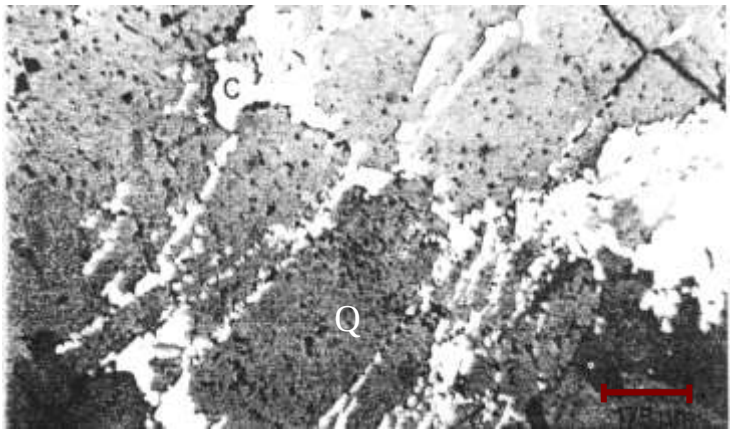
مشاهدات ساده فیزیکی می‌تواند خصوصیات فیزیکی کانه را از قبیل سختی، مقدار نرمه اولیه ومیزان رس مشخص نماید.
آزمایش‌های قابلیت خردایش وضربه باند، آزمایش سایش و آزمایش محکمی واسطه آسیای نیمه‌خودشکن باید برای گونه‌های مختلف سنگ معدن به طور جداگانه انجام شود.



شکل ۱۵-۱- آنالیز کانی‌شناسی کرومیت و الیوین

C: کرومیت (کانی باارزش) $FeCr_2O_4$

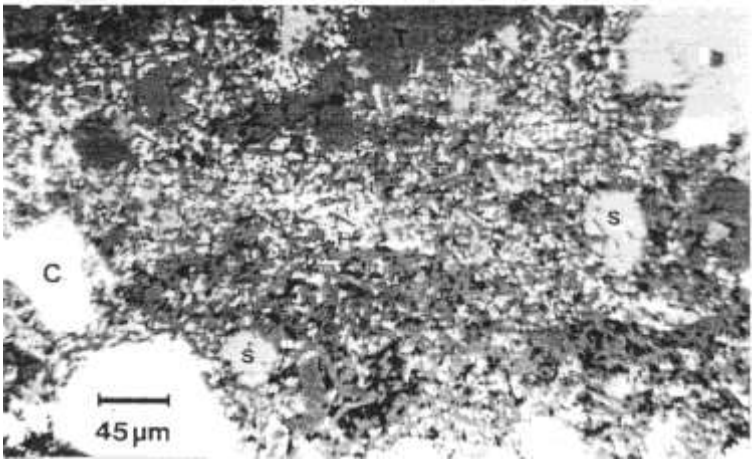
O: الیوین (گانگ) $(Mg,Fe)_2SiO_4$



شکل۱۵-۲- آنالیز کانی‌شناسی مس پورفیری

C: کالکوپیریت (کانی باارزش) $CuFeS_2$

Q: کوارتز (گانگ) SiO_2



شکل ۱۵-۳- آنالیز کانی‌شناسی کانه مخلوط سولفیدی

C: کالکوپیریت (کانی باارزش) $CuFeS_2$

S: اسفالریت ZnS

T: تورمالین $HgAl_3(BOH)_2Si_4O_{19}$

پارامترهای مربوط به خوراک مدار

مهندس خردایش باید درک روشنی از کل پروژه داشته باشد و اطلاعات کافی در موارد زیر را تهیه نماید:

- طرح معدن‌کاری
- برنامه‌ریزی
- روش‌های معدن‌کاری
- نرخ معدن‌کاری
- اندازه تجهیزات

اطلاعات بالا بر ابعاد سنگ‌شکن وآسیاهای اولیه، ساعت کار عملیات مدار سنگ‌شکنی، نیاز به ذخیره‌سازی کانه، نیروی انسانی مورد نیاز، محل سنگ‌شکن و یا کارخانه آسیاکنی تأثیر خواهد گذاشت.
اندازه سنگ‌شکن با سه عامل، نرخ معدن‌کاری، بزرگ‌ترین ذرات خوراک واندازه محصول مورد نیاز تعیین می‌شود.
عامل مهم دیگر که مهندس خردایش در مراحل اولیه پروژه باید از آن مطلع باشد، نرخ ورودی مواد است که از بررسی‌های فنی - اقتصادی محاسبه می‌شود.

مقدار نمونه لازم

میزان نمونه و زمان لازم برای تهیه آن از عوامل مهم تأثیرگذار بر نوع مدار انتخاب شده برای بررسی می‌باشد.
برای آزمایش‌های میله‌ای و گلوله‌ای باند (W_{iBM} و W_{iRM}) ۲۳ کیلوگرم نمونه لازم است ولی برای آزمایش اندیس کار سنگ‌شکنی ضربه‌ای انرژی پایین، به توده سنگ‌هایی نیاز است که بتوانند سنگ‌های ۷ سانتی‌متری تولید کنند.
در ۲۰ سال گذشته، مدار آسیاکنی نیمه‌خودشکن بر اساس آزمایش‌های باند (W_{iBM} و W_{iRM} و W_{iC}) و مقاومت ذاتی سنگ (شاخص بار نقطه‌ای، PLI یا مقاومت فشاری غیرمحبوس، UCS) طراحی شده‌اند.
فراوانی شکست وکیفیت سنگ (RQD) در بررسی سنگ معدنی جهت خردایش در مدارآسیاکنی خودشکن اهمیت اساسی دارد.
در۵ سال اخیر، شاخص توان آسیای نیمه‌خودشکن (SPI) به عنوان استانداردی برای تعیین نوسان سختی سنگ معدن در آمده که می‌تواند با مقدار کم نمونه (۲کیلوگرم) تهیه شده از مغزه‌های حفاری، پروفیل سختی را در نواحی مختلف معدن مشخص کند.
با داشتن SPI نواحی مختلف معدن، می‌توان نمونه‌های لازم را جهت انجام آزمایش‌های نیمه‌صنعتی آماده کرد.
برای آزمایش آسیاکنی نیمه‌خودشکن و خودشکن معمولاً ۲۵ تا ۵۰ تن نمونه نمایان‌گر، برای انجام آزمایش در آسیای نیمه‌صنعتی با قطر ۱/۸ متر برای هرگونه از سنگ معدن لازم است. این نمونه‌ها با روش معمول حفاری و آتشباری با بزرگ‌ترین اندازه ۲۰ سانتی‌متری آماده می‌شود.

انتخاب تجهیزات: فرآیند ترکیب اصول اساسی وخصوصیت ماده معدنی

هر وسیله خردایش خصوصیاتی ذاتی دارد که باید به آن‌ها توجه داشت. ازجمله این خصوصیات می‌توان به موارد زیراشاره کرد:

- آسیاهای میله‌ای نسبت به آسیاهای گلوله‌ای نرمه کمتری تولید می‌کند.
- مدار آسیاکنی بسته بیش از حد نرم شدن را کاهش می‌دهد.
- آسیای خودشکن باعث شکست در مرز دانه‌ها می‌شود و در نتیجه ذرات را در ابعاد بزرگ‌تری آزاد می‌کند.

اگر تولید نرمه پیش‌بینی می‌شود، باید طبقه‌بندی با کارآیی بالا در مدار آسیاکنی بسته با خردایش در نظر گرفته شود.
جداکردن رس مسأله ساز، ممکن است به آسیاکنی خشک و پیش پرعیارکنی قبل از تر کردن ماده معدنی نیاز داشته باشد.

خصوصیات خوراک و محصول هر مرحله از خردایش

دانه‌بندی خوراک ورودی به کارخانه در ابتدا باید تعیین شود، چون سهم ذرات ریز تعیین‌کننده میزان نیاز به سرندکنی بعد از سنگ‌شکنی اولیه می‌باشد.تجربه اخیر در تغییر خرج ویژه، طرح آتشباری جهت تولید خوراکی مناسب برای سنگ‌شکنی با موفقیت‌هایی همراه بوده است.

استراتژی خفه کار کردن سنگ‌شکنی با استفاده از کنترل دقیق محور خرد کننده سنگ‌شکن‌های ژیراتوری نیز در افزایش کارآیی عملیات مؤثر بوده است.
استفاده از آسیاهای غلتکی فشار بالا (HPGR) برای خردایش محصولات سنگ‌شکنی وآماده‌سازی خوراک برای آسیاهای گلوله‌ای نیز در سال‌های اخیر رواج پیدا کرده است.

اهمیت اندیس کار و اندیس سایش

نتایج آزمایش اندیس کار باند، انرژی لازم برای آسیا کردن را مشخص می‌کند. اندیس کار باند برای هر مرحله خردایش یکسان نیست و لازم است که سه اندیس کار سنگ‌شکنی، آسیاکنی میله‌ای وگلوله‌ای تعیین شود.
آزمایش اندیس سایش نشان‌دهنده سایش فلز در عملیات سنگ‌شکنی و آسیاکنی است. این آزمایش به دلیل هزینه بالای خردایش، اولین نشانه‌های مفید بودن آسیاکنی خودشکنی را معلوم می‌کند.
اندیس کار باند علاوه بر گونه‌های مختلف، بر روی نمونه مخلوط (ترکیبی) از گونه‌ها نیز انجام می‌شود، چون متوسط‌گیری نتایج دقیقی به دست نمی‌دهد.
در آزمایش‌های نیمه‌صنعتی یکی از مسائل مهم برقراری ارتباط بین توان آسیاکنی و توان اندازه‌گیری شده است. معمولاً در کارخانه‌های نیمه‌صنعتی در مقایسه با کارخانه، نسبت بالاتری از توان به دلیل عدم کارآیی موتور به هدر می‌رود.

تعیین توان ویژه مصرفی

در موارد زیر توان ویژه مصرفی برای هر مرحله از سنگ‌شکنی و آسیاکنی از اندیس کار مربوطه محاسبه می‌شود:

- سنگ‌شکنی اولیه وثانویه ⟵ W_{iC} (ضربه‌ای انرژی پایین)
- سنگ‌شکنی مرحله سوم ⟵ W_{iC} (آزمایش پاندول دو قلو)
- آسیاکنی میله‌ای ⟵ W_{iRM} (با اندازه کنترلی که توسط فرآیندمشخص می‌شود)
- آسیاکنی گلوله‌ای ⟵ W_{iBM} (با اندازه کنترلی که توسط فرآیندمشخص می‌شود)
- آسیاکنی گلوله‌ای تک مرحله‌ای ⟵ W_{iRM},W_{iBM}

آزمون نیمه‌صنعتی جهت تعیین توان ویژه مصرفی در موارد زیر به کار گرفته می‌شود:

- آسیاکنی خودشکن تک مرحله‌ای
- آسیاکنی خودشکن، آسیای گلوله‌ای، سنگ‌شکن
- آسیاکنی خودشکن، آسیای قلوه سنگی، سنگ‌شکن
- آسیاکنی نیمه‌خودشکن، آسیای گلوله‌ای
- آسیاکنی قلوه سنگی
- آسیاکنی خودشکن، آسیای گلوله‌ای
- آسیاکنی خودشکن، آسیای قلوه سنگی
- آسیاکنی نیمه‌خودشکن تک مرحله‌ای
- آسیاکنی نیمه‌خودشکن، آسیای گلوله‌ای، سنگ‌شکن
- پیش سنگ‌شکنی خوراک آسیای نیمه‌خودشکن

نوسان سختی خوراک با توجه به طرح تولید معدن با تهیه نمونه ترکیبی و تعیین فراوانی سنگ معدن‌های سخت و نرم در طراحی مدار در نظر گرفته می‌شود.
آزمون SPI در تصمیم‌گیری در خصوص آسنیخ - آسخ و پروفیل سختی سنگ‌ها متداول شده است.
به تجربه مشخص شده که تجمع ذرات با ابعاد بحرانی در شرایط زیر روی می‌دهد.

$$W_{iC}<W_{iBM}<W_{iRM}$$

امروزه از شبیه‌سازهایی مانند Jk Tech جهت بررسی شرایط مدار خردایش در زمان تغییر توزیع دانه‌بندی خوراک، اندازه گلوله و سرعت آسیا با استفاده از آزمایش سقوط وزنه استفاده می‌شود.

آزمایش Mac Pherson که اندیس کار آسیاکنی خودشکن است نیز ۳۰ سال است که برای تعیین توان مصرفی ویژه برای آسیاکنی اولیه استفاده می‌شود. در این آزمایش ضرایب تصحیحی برای در نظر گرفتن ضربه، عدم دانه‌بندی خوراک مطابق با شرایط تعیین شده اولیه (نسبت ذرات زیر ۱۴ مش) به کار گرفته می‌شود.

انتخاب مدار

به دلیل هزینه بالای انرژی مصرفی در خردایش، توان مصرفی ویژه مهم‌ترین عامل در انتخاب مدار می‌باشد.
زمان عملیاتی بودن (Availability) نیز از جمله عوامل تأثیرگذار بر انتخاب مدار است. به تجربه برای مدارهای مختلف زمان عملیاتی بودن زیر به دست آمده است:

مدار	زمان عملیاتی بودن (٪)
آسیای میله‌ای - آسیای گلوله‌ای	۹۵
آسیای گلوله‌ای تک مرحله‌ای - چند مرحله‌ای	۹۷
آسنیخ - گلوله‌ای	۸۸ در شروع و۹۴ بعد از کسب تجربه
آسخ - قلوه سنگی	۸۶ در شروع و۹۲ بعد از کسب تجربه

تأثیر انتخاب مدار بر کارآیی متالورژیکی

به طور سنتی مدار بسته خردایش جهت مقابله با نوسان در خصوصیات خوراک به کار گرفته می‌شود.
در مواردی که درجه آزادی در ابعاد بالا مورد نیاز است، در صورتی که شکست دانه‌ها در مرز آن‌ها اتفاق بیافتد، آسیاکنی خودشکن ایده‌آل است.
تولید نرمه و نوسان ۵۰ تا ۱۰۰ درصدی در مقدار محصول تولیدی در مدارهای آسیاهای خودشکن معمول است و این مسأله تأثیر زیادی بر فرآیندهای جدایش پایین دست دارد که باید در نظر گرفته شود.
معمولاً زمان رسیدن به ظرفیت اسمی در مدارهای آسخ و آسنیخ نسبت به مدارهای معمول خردایش طولانی‌تر است که این امر با آموزش دقیق کارکنان و ایجاد اصلاحاتی در مدار کمتر شده است.
درخصوص سنگ معدن‌های تر و چسبناک که مشکلات اساسی در سنگ‌شکنی وسرندکنی به وجود می‌آورند، تنها راه غلبه بر مشکلات استفاده از آسنیخ‌ها است.
آسیاهای میله‌ای هنوز هم به‌دلیل خصوصیت ذاتی خرد کردن ترجیحی ذرات درشت‌تر و در نتیجه تولید نرمه کمتر نسبت به آسیاهای گلوله‌ای اولیه، به کار گرفته می‌شوند.
به تجربه مشخص شده است که استفاده از آسخ‌ها به جای خردایش با واسطه فولادی باعث افزایش بازیابی مس، سرب و روی به دلیل عدم ورود یون‌های آهن به داخل پالپ و ایجاد تغییرات الکتروشیمیایی می‌شود.

ملاحظات کلی هزینه‌ای برای مدارهای مختلف

با هدف کاهش هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی، ابعاد تجهیزات خردایش روز به روز بزرگ‌تر می‌شود. گلوگاه در تولید این نوع دستگاه‌ها، مکانیکی است نه فرآیندی.
بزرگ‌تر شدن ابعاد آسیاها نیز تا حدی مطلوب است چون مشکلاتی از جمله عبور مواد به دلیل عدم سطح مقطع کافی جهت عبور مواد، اندازه واسطه مناسب، نصب آستر، نسبت طول به قطر و سرعت آسیا مشاهده شده است.

کارخانه‌هایی با خطوط موازی خردایش تک مرحله‌ای نسبت به کارخانه‌هایی با خردایش دو مرحله‌ای سرمایه اولیه بیشتری را نیاز دارند. این امر عمدتاً به دلیل نیاز به سیستم‌های خوراک‌دهی و ذخیره‌سازی جداگانه برای هر خط خردایش است. هزینه‌های تعمیرات و نگهداری و نیروی انسانی مدارهایی با خردایش دو مرحله‌ای به مراتب کمتر می‌باشد.
آسیاهای قلوه‌سنگی به دلیل پایین بودن دانسیته واسطه نسبت به واسطه‌های فولادی باید بزرگ‌تر ساخته شوند ولی از طرف دیگر هزینه‌های عملیاتی کمتری دارند.
آسنیخ‌ها نسبت به آسخ‌ها توان بیشتری را می‌کشند و در نتیجه هزینه کمتری برای ظرفیت مشابه در بردارند. این نوع آسیاها نسبت به تغییرات خوراک حساسیت کمتری دارند ولی باید سعی کرد که آسیا همواره پر از مواد باشد و گرنه باعث از بین رفتن آسترها و شکست گلوله‌ها می‌شود.

ملاحظاتی در خصوص جانمایی کارخانه

در طراحی مدار خردایش، آشنایی با موقعیت جغرافیایی، توپوگرافی، آب و هوا، میزان بارندگی، میزان دسترسی و خصوصیات فیزیکی معدن اهمیت زیادی دارد.
در شرایط قطبی، کارخانه متراکم و در یک ساختمان علاوه بر صرفه‌جویی در انرژی، شرایط کاری مناسب‌تری را فراهم می‌کند.
سنگ‌شکنی اولیه در معادنی که در ارتفاع قرار دارند، نزدیک به معادن انجام می‌شود و محصول آن توسط تونل به منطقه‌ای ایمن‌تر که امکان ریزش بهمن در آن کم است، هدایت می‌شود.
جاده دسترسی به معدن اهمیت زیادی در ابعاد تجهیزات انتخاب شده دارد و در مواردی دقت زیادی صرف شده که سنگ‌شکن‌ها تا حد امکان در قطعات کوچک‌تر حمل شوند.
مقیاس یا ظرفیت مدار در توجیه هزینه‌های خدمات فرعی مانند جاده، ریل راه‌آهن و انبارها تأثیر چشم‌گیر دارد ودر صورتی که ظرفیت کمتر از حد معینی باشد، هزینه‌های خدمات فرعی به صورت گلوگاه در می‌آید. این موضوع به "اقتصاد مقیاس" (Economics of scale) معروف است.

توسعه آتی کارخانه در طراحی اولیه نیز باید در نظر گرفته شود. برای معادن بزرگ، اضافه کردن خط جدید یا تجهیزات و برای معادن کوچک افزایش حجم بار گلوله و سرعت آسیا این هدف را بر آورده می‌کند.