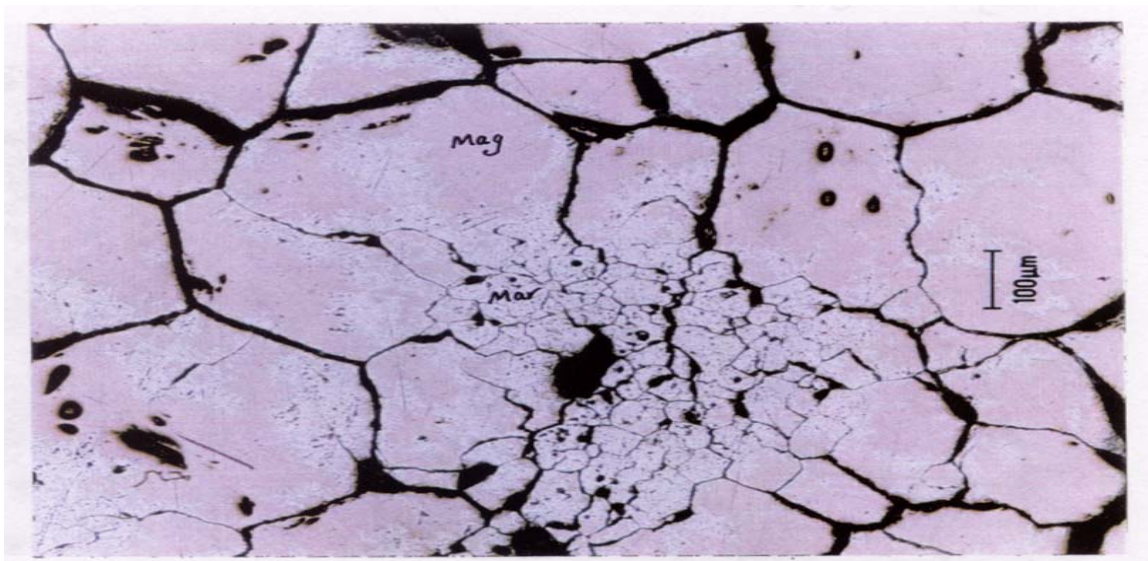


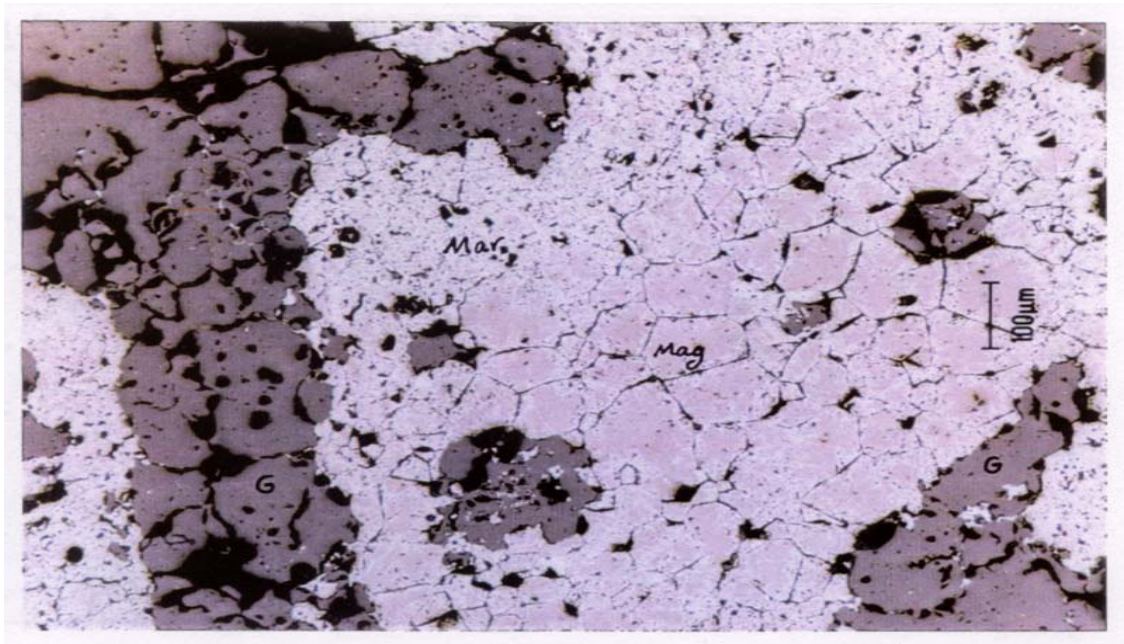
عکس ۳: بلورهای درشت منیتیت. (نمونه P₁)

در این مقطع پدیده مارتیتزاسیون بخوبی قاب مشاهده است و تقریباً ۵۰ درصد از منیتیت به مارتیت تبدیل شده است.



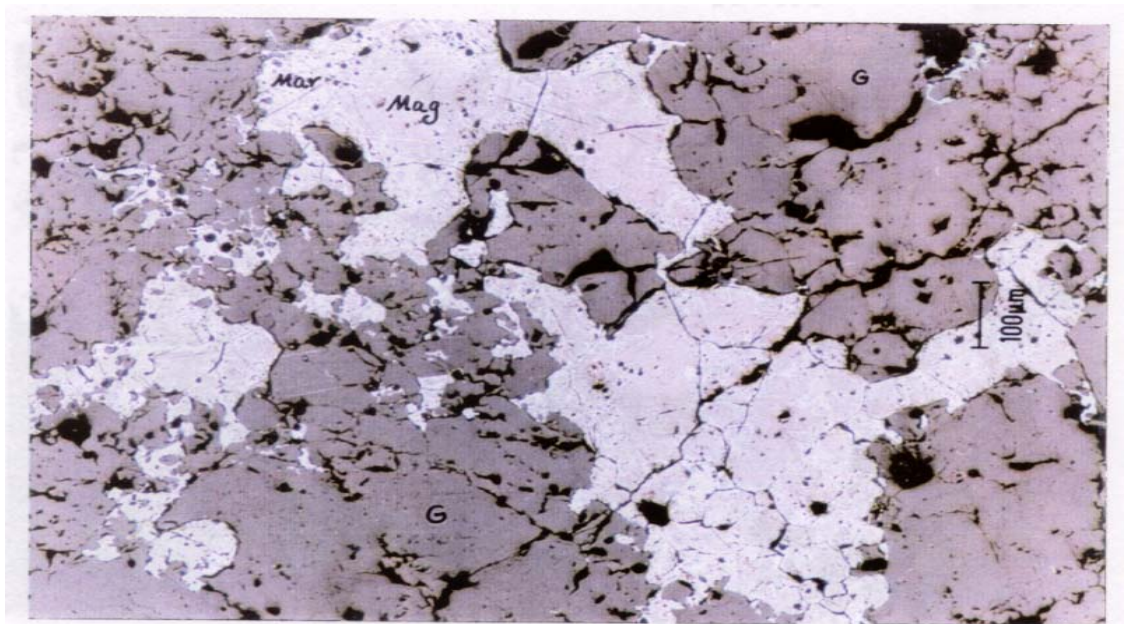
عکس ۴: بلورهای درشت و ریز منیتیت.

در این مقطع نیز پدیده مارتیتزاسیون به وضوح دیده می شود و در جایی که بلورها ریزدانه هستند تقریباً تمام منیتیت به مارتیت تبدیل شده است. (نمونه P₁)



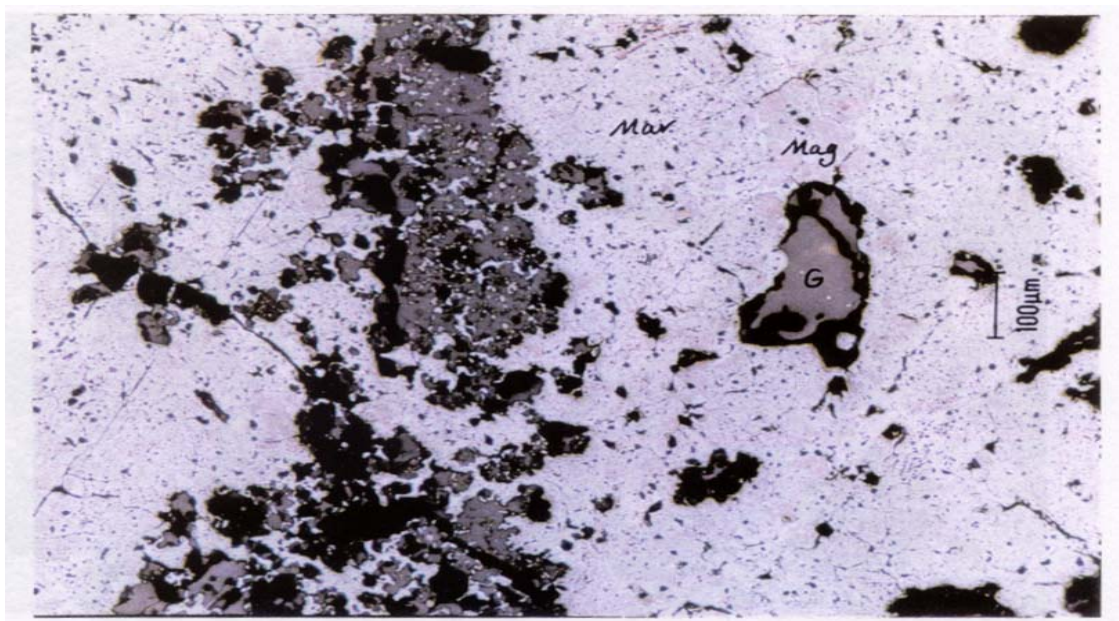
عکس ۷: بلورهای تقریباً ریز منیتیت در کنار بلورهای درشت و ریز گانگ سیلیکاته. (نمونه P₂)

در این مقطع نیز پدیده مارتیتزاسیون بخوبی قابل رویت است و درگیری بین کانه و گانگ نسبتاً ساده است.



عکس ۸: بلورهای درشت و ریز منیتیت در کنار بلورهای درشت گانگ سیلیکاته در این مقطع پدیده

مارتیتزاسیون قابل مشاهده است و تقریباً ۴۰ درصد منیتیت به مارتیت تبدیل شده اتس. درگیری بین کانه و گانگ تقریباً پیچیده است. (نمونه P₂)



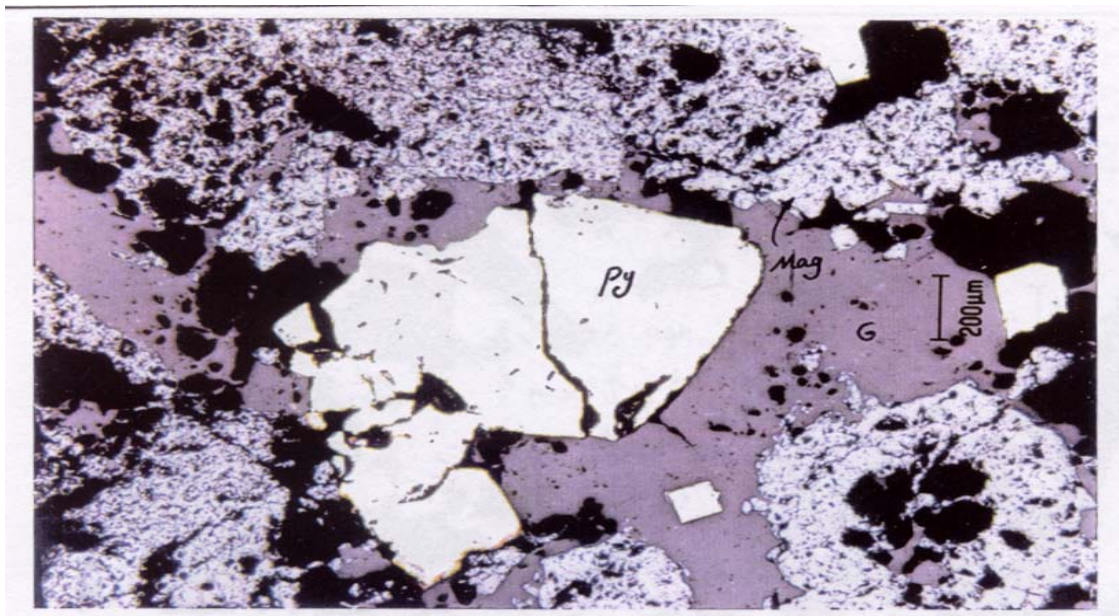
عکس ۹: بلورهای ریز منیتیت همراه با بلورهای ریز گانگ سیلیکاته. (نمونه P₂)

در این مقطع نیز پدیده مارتیتزاسیون به شدت عمل کرده است و ۸۰ تا ۹۰ درصد منیتیت به مارتیت تبدیل شده است. درگیری بین کانه و گانگ نسبتاً شدید است.

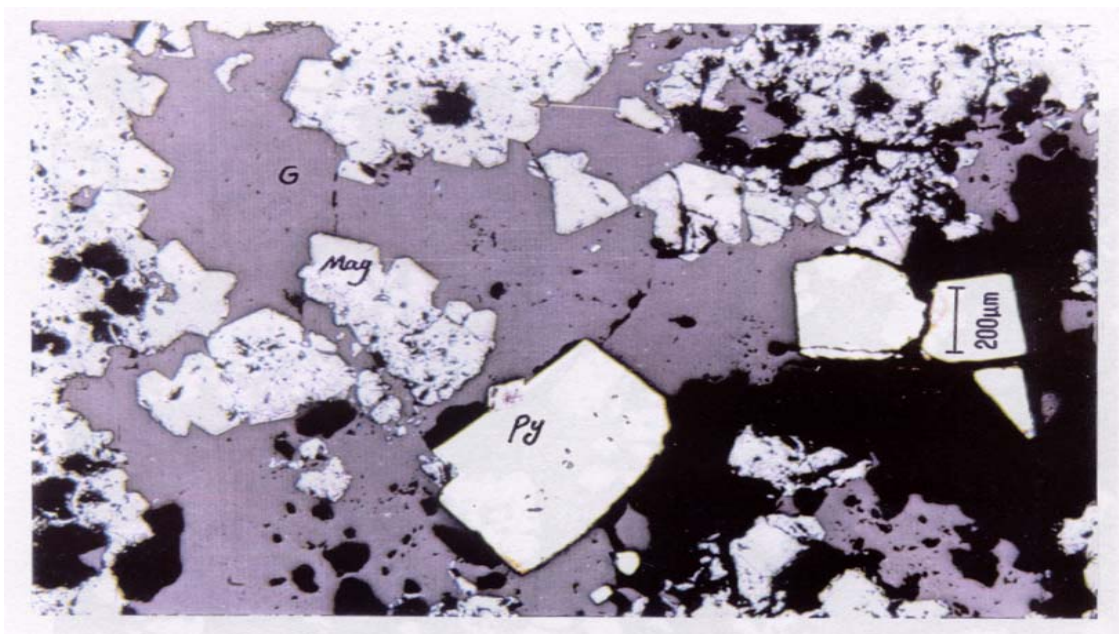
عکس ۱۰: بلورهای ریز و درشت منیتیت همراه با چند بلور نسبتاً درشت گانگ سیلیکاته پدیده

مارتیتزاسیون در این مقطع خیلی کم اثر کرده است و فقط در حاشیه دانه ها قابل مشاهده

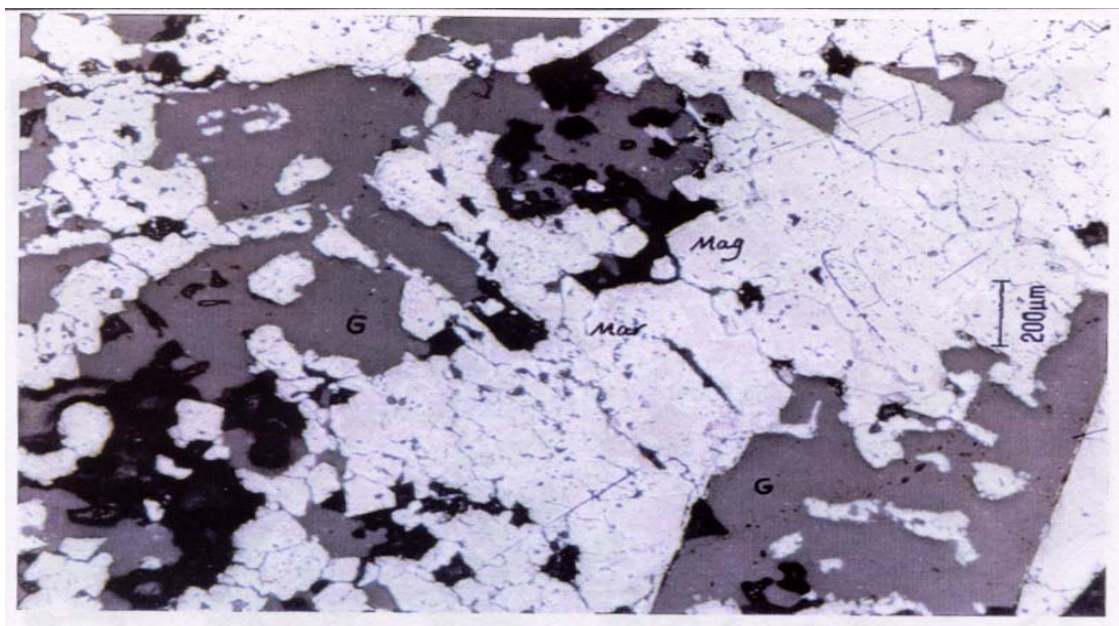
است. (نمونه P₃)



عکس ۱۱: بلورهای درشت و ایدیومورف پیریت در متن گانگ سیلیکاته همراه با بلورهای بسیار ریز منیتیت در این مقطع دانه های منیتیت اندکی مارتیته شده اند و درگیری بین کانه و گانگ سیلیکاته بسیار شدید است. (نمونه P₂)

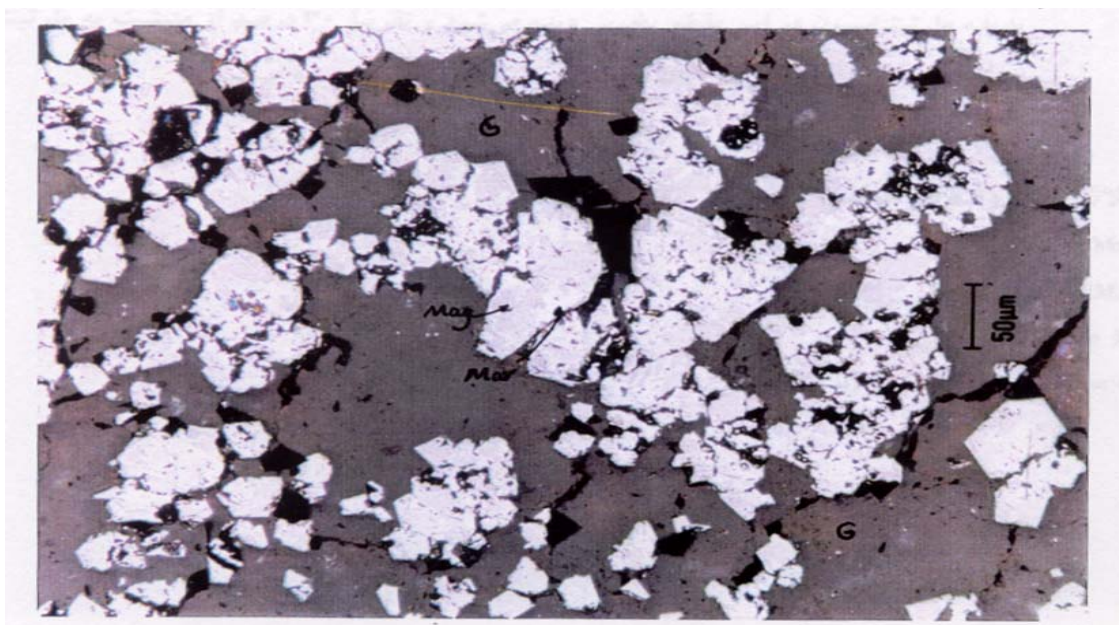


عکس ۱۲: بلورهای درشت و ایدیومورف پیریت همراه با بلورهای ریز و درشت منیتیت در داخل گانگ سیلیکاته. در این مقطع نیز پدیده مارتیتزاسیون ضعیف بوده و درگیری بین کانه و گانگ سیلیکات بسیار شدید و پیچیده است. (نمونه P₃)



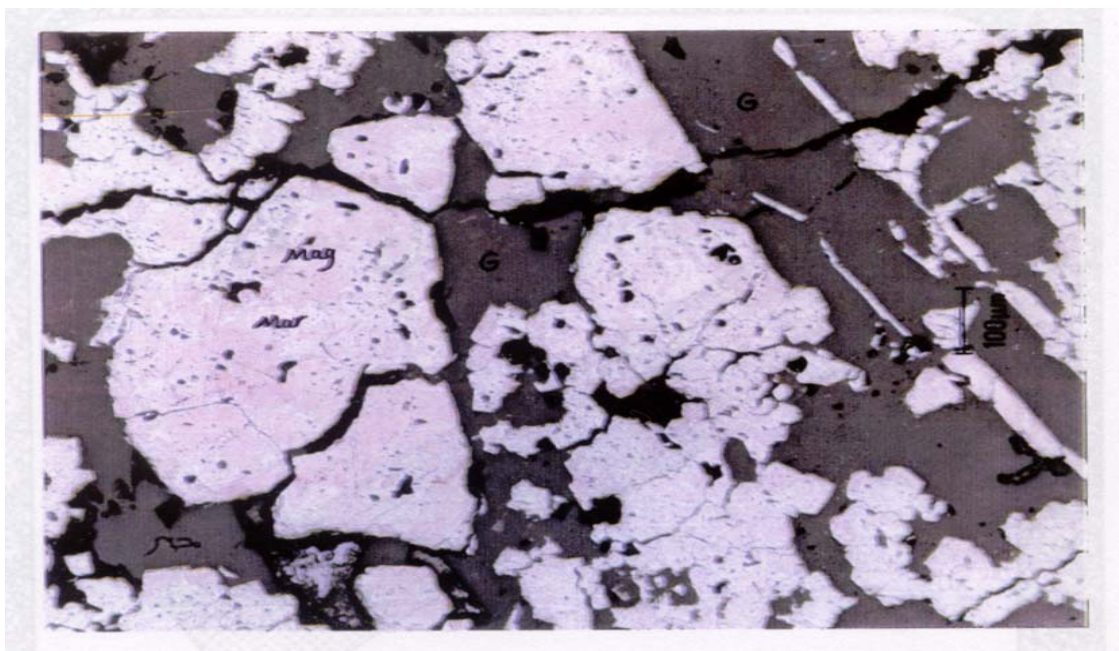
عکس ۱۳: بلورهای ریز و درشت منیتیت همراه با گانگ سیلیکاته (نمونه P₃)

پدیده مارتیتزاسیون در این مقطع بخوبی قابل رویت بوده و درگیری بین کانه و گانگ سیلیکاته پیچیده و شدید است.



عکس ۱۴: بلورهای ریز منیتیت در متن گانگ سیلیکاته. (نمونه P₃)

در این مقطع پدیده مارتیتزاسیون قابل مشاهده بوده و تقریباً ۵۰ درصد از منیتیت به مارتیت تبدیل شده است. درگیری بین کانه و گانگ سیلیکاته بسیار شدید است.



عکس ۱۵: بلورهای ریز و درشت منیتیت در داخل گانگ سیلیکاته (نمونه P₃)

پدیده مارتیتزاسیون در این مقطع بخوبی دیده می شود و تقریباً ۳۰ درصد از منیتیت به مارتیت تبدیل شده است. درگیری بین کانه و گانگ سیلیکات شدید و پیچیده است.

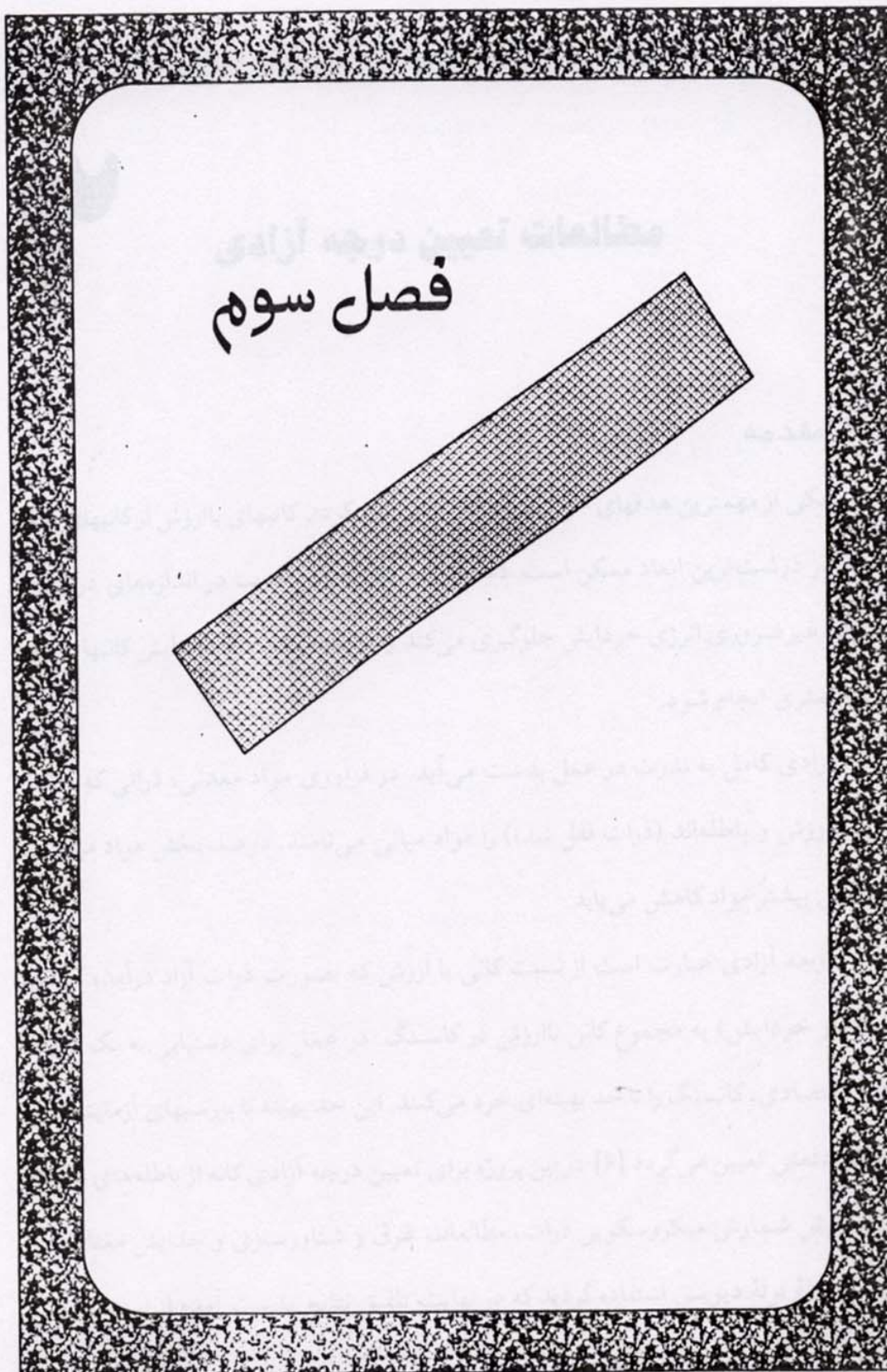
علائم بکار رفته در عکسها :

May = منیتیت

Mar = مارتیت

Py = پیریت

G = گانگ سیلیکاته، عمدتاً آندرادیت



می شود. که در این حالت خطای مطلق (e) برابر است با:

$$e = \pm 2\sigma$$

$$e = \pm \sqrt{\frac{pq}{N}}$$

بنابراین تعداد ذراتی که باید شمارش شود تا در سطح اعتماد ۹۵٪ مقدار خطای مطلق محاسبه درجه آزادی برابر مقدار e گردد از رابطه زیر بدست می آید.

$$N = \frac{4pq}{e^2}$$

خطای نسبی (E) اغلب وسیله مفیدتری برای بیان دقت کار است که به صورت زیر تعریف می شود.

$$E = \frac{e}{p}$$

بنابراین:

$$N = \frac{4q}{PE^2}$$

فرض کنیم هدف پیدا کردن درجه آزادی ۸۰٪، با خطای نسبی ۵٪ باشد. با قرار دادن این مقادیر در فرمول تعداد ذراتی که باید شمارش شوند ۴۰۰ ذره بدست می آید.

$$N = \frac{4q}{PE^2} = \frac{4 \times 20}{80 \times (0.05)^2} = 400$$

بنابراین از فراکسیونهای ریزتر شروع به شمارش تعداد ۴۰۰ ذره می کنیم و به سمت فراکسیونهای درشت تر حرکت می کنیم تا به درجه آزادی ۸۰ درصد برسیم. با توجه به نتایج شماره ۴۰۰ ذره مقدار P را برای هر فراکسیون بدست می آوریم. هر جا که مقدار P از ۸۰ درصد کمتر شد مطالعات را متوقف نموده و درشت ترین فراکسیونی را که مقدار P در آن بزرگتر یا مساوی ۸۰ درصد است به عنوان درجه آزادی مطلوب در نظر می گیریم. علت اینکه شمارش را از فراکسیونهای ریزتر شروع می کنیم این است که در فراکسیونهای ریزتر درجه آزادی بیش از ۸۰ درصد است و هر چه درجه آزادی بزرگتر باشد با شمارش تعداد کمتری ذره می توان به دقت مورد نظر دست یافت بنابراین شمارش ۴۰۰ ذره در این فراکسیونها مقدار P را با دقت بالایی (خطای نسبی کمتر از ۵٪) بدست می دهد.

مطالعه و بررسی فرآوری سنگ آهن بند نرگس

مطابق با دستورالعمل فوق شمارش میکروسکوپی بر روی فراکسیونهای هر سه نمونه P_1 و P_2 و P_3 انجام گردید که نتایج آن در جداول (۱-۳)، (۲-۳) و (۳-۳) آورده شده است. با توجه به نتایج بدست آمده درجه آزادی مطلوب برای این سه نمونه بصورت زیر بدست آمد:

فراکسیون مربوط به درجه آزادی مطلوب (مش)	نمونه
- ۷۰ + ۱۰۰	P_1
- ۱۰۰ + ۱۴۰	P_2
- ۱۰۰ + ۱۴۰	P_3

جدول ۱-۳ نتایج مطالعات میکروسکوپی نمونه P_1

دانه بندی (مش)										
- ۱۰۰ + ۱۴۰			- ۷۰ + ۱۰۰			- ۵۰ + ۷۰				
درجه آزادی	درگیر	آزاد	درجه آزادی	درگیر	آزاد	درجه آزادی	درگیر	آزاد		
			۸۱	۱۰۱	۴۴۴	۷۳	۱۲۲	۳۳۱	۱	
			۸۴	۱۰۶	۵۴۱	۷۲	۱۲۲	۳۱۵	۲	تعداد
			۸۴	۸۰	۴۱۷	۷۰	۱۵۴	۳۵۹	۳	تکرار
			۸۵	۷۳	۴۲۰	۷۱	۱۲۸	۳۱۴	۴	
			۸۳/۵	۳۶۰	۱۸۲۲	۷۱/۵	۵۲۶	۱۳۱۹		مجموع

جدول ۲-۳ نتایج مطالعات میکروسکوپی نمونه P_۲

دانه بندی (مش)										
- ۱۴۰ + ۲۰۰			- ۱۰۰ + ۱۴۰			- ۷۰ + ۱۰۰				
درجه آزادی	درگیر	آزاد	درجه آزادی	درگیر	آزاد	درجه آزادی	درگیر	آزاد		
			۸۱	۱۱۰	۴۷۰	۷۰	۱۲۶	۲۹۴	۱	
			۸۳	۱۲۱	۶۰۱	۷۲	۱۱۷	۳۰۱	۲	تعداد
			۸۲	۱۰۳	۴۷۲	۷۷	۹۴	۳۱۴	۳	تکرار
			۸۶	۵۲	۳۱۴	۷۶	۹۲	۲۹۱	۴	
			۸۳	۳۸۶	۱۸۵۷	۷۴	۴۲۹	۱۲۰۰	مجموع	

جدول ۳-۳ نتایج مطالعات میکروسکوپی نمونه P_۳

دانه بندی (مش)													
- ۱۴۰ + ۲۰۰			- ۱۰۰ - ۱۴۰			- ۷۰ + ۱۰۰							
درجه آزادی	درگیر	آزاد	درجه آزادی	درگیر	آزاد	درجه آزادی	درگیر	آزاد					
			۸۸	۷۱	۵۲۶	۸۰/۴	۸۲	۳۳۸	۷۲	۱۵۱	۳۹۴	۱	
			۹۱/۲	۳۴	۳۵۰	۸۲/۶	۸۷	۴۱۳	۷۲	۱۴۷	۳۷۸	۲	تعداد
			۸۸/۸	۴۳	۳۴۱	۷۹/۴	۱۱۱	۴۲۷	۷۳	۱۴۸	۳۹۱	۳	تکرار
			۸۹/۹	۴۷	۴۱۷	۸۱/۸	۱۰۴	۴۶۶	۷۵	۱۸۳	۵۵۹	۴	
			۸۹/۳	۱۹۵	۱۶۳۴	۸۱/۸	۳۸۴	۱۶۴۴	۷۳	۶۲۹	۱۷۲۲	مجموع	

۳-۳ مطالعات غرق و شناورسازی توسط مایع سنگین

در این مطالعات با استفاده از تفاوت جرم مخصوص کانیها می توان آنها را از یکدیگر جدا نمود. برای این منظور باید از یک مایع سنگین با وزن مخصوص بین وزن مخصوص کانی یا کانیهای مطلوب و وزن مخصوص کانی یا کانی های نامطلوب یا باطله استفاده کرد. با توجه به نتایج بدست آمده از مطالعات XRD مشخصات کانیهای موجود در هر سه نمونه در جدول ۳-۴ آورده شده است.

جدول ۳-۴ مشخصات کانی های موجود در نمونه ها

شدت میدان مؤثر جدایش (کیلوگاس)	خاصیت مغناطیسی	جرم مخصوص (gr/cm ^۳)	کانی
> ۱	فرومغناطیس	۵/۵ - ۶/۵	منیتیت
۱۳ - ۱۸	پارامغناطیس	۴/۹ - ۵/۳	هماتیت
۱۲ - ۱۹	پارامغناطیس	۳/۸	آندرادیت
	دیامغناطیس	۲/۶۵	کوارتز
	پارامغناطیس	۵ - ۵/۱	پیریت
	دیامغناطیس	۲/۳	ژیپس

با توجه به ترکیب کانی شناسی کانسنگ برای مطالعات این قسمت مایع سنگین کلریسی با وزن مخصوص ۴/۰۳ گرم بر سانتیمتر مکعب انتخاب گردید. به دلیل وزن مخصوص بالای پیریت که تقریباً برابر با وزن مخصوص منیتیت و هماتیت است، این کانی نیز همراه با کانی های

مطلوب (منیتیت و هماتیت) غرق می شود و بنابراین با استفاده از این مطالعات نمی توان در مورد میزان جدا شدن ذرات پیریت از کانه در نمونه های P_2 و P_3 نتیجه گیری نمود و فقط می توان درجه آزادی کانه از باطله های سیلیکاته را مورد بررسی قرار داد. البته در مورد نمونه P_1 چون گوگرد موجود در نمونه در فاز کانی شناسی ژپیس قرار دارد می توان در مورد میزان جدایش کانه از تمام باطله ها بحث نمود.

مطالعات این قسمت و قسمت بعدی (جدایش مغناطیسی به کمک لوله دیویس) بر روی چند فراکسیون که حول و حوش درجه آزادی ۸۰ درصد قرار دارند متمرکز گردید. این فراکسیونها با توجه به نتایج مطالعات مرحله قبل (شمارش میکروسکوپی ذرات) انتخاب شدند.

نتایج کار با مایع سنگین کلریسی و تجزیه شیمیایی بخش غرق شده نمونه ها در جداول ۳-۵ تا ۳-۷ آورده شده است. شکل های ۳-۱ تا ۳-۶ نیز نحوه تغییرات عیار Fe و S و SiO_2 و میزان بازیابی آهن را در بخش غرق شده هر نمونه در دانه بندی های مختلف نشان می دهد. با توجه به نتایج بدست آمده می توان به موارد زیر اشاره نمود.

- ۱- عیار آهن در بخش غرق شده هر سه نمونه از دانه بندی درشت به طرف دانه بندی ریز افزایش می یابد.
- ۲- روند تغییرات بازیابی آهن نیز مشابه روند تغییرات عیار آهن افزایشی است اما میزان این افزایش چندان قابل توجه نیست. همانطور که مشاهده می شود بازیابی آهن در نمونه P_2 نسبت به نمونه های P_1 و P_3 پایین تر است و دلیل آن این است که مقدار باطله سیلیکاته این نمونه نسبت به دو نمونه دیگر بسیار بیشتر است و از آنجا که این باطله سیلیکاته گرونی آهن دار (آندرادیت) است مقداری از آهن کل موجود در نمونه، با جداکردن این سیلیکات از آن خارج و به بخش باطله یا شناور منتقل می شود.
- ۳- عیار سیلیس در بخش غرق شده هر سه نمونه دارای یک روند کاهشی است. این امر بیانگر آن است که در دانه بندی های ریزتر میزان جدایش کانه های آهن از باطله های سیلیکاته افزایش یافته است اما میزان کاهش عیار سیلیس در دانه بندی نهایی نسبت به دانه بندی ماقبل آن چندان قابل توجه نیست و این امر مبین آن است که درجه آزادی بهینه در همین حدود قرار دارد.

- ۴- در مورد عیار گوگرد در نمونه ها، همانطور که مشاهده می شود، در نمونه P_1 تقریباً تمام گوگرد از نمونه جدا شده و بخش غرق شده فاقد گوگرد است و این امر همانطور که قبلاً ذکر گردید بیانگر این مطلب است که تقریباً تمام گوگرد موجود در نمونه P_1 در فاز کانی شناسی ژپیس قرار دارد که به دلیل وزن مخصوص پایین آن، بطور کامل از کانه ها جدا شده است. اما در نمونه های P_2 و P_3 مقدار قابل توجهی

مطالعه و بررسی فرآوری سنگ آهن بند نرگس

گوگرد وجود دارد که این گوگردها ناشی از غرق شدن پیریت موجود در این نمونه ها به همراه کانه های منیتیت و هماتیت است.

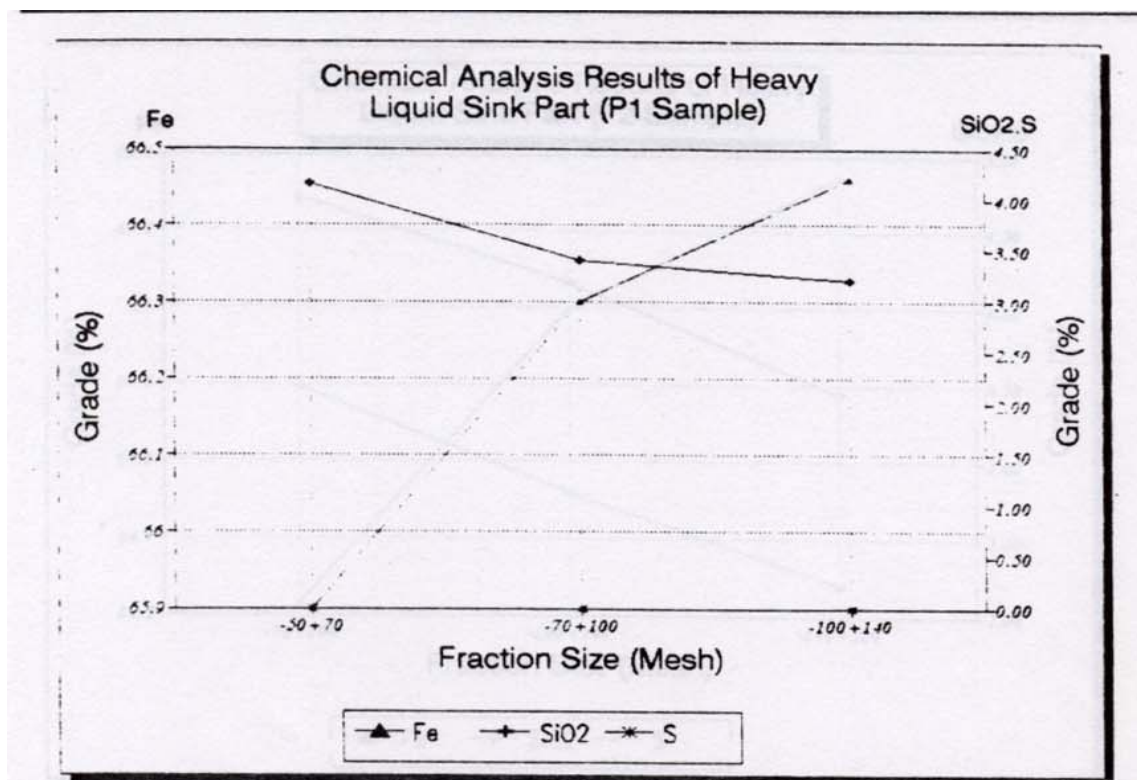
۵- در کلیه جداولی که در پی می آید نتایج مربوط به بخش شناور شده و باطله جدایش، محاسباتی است و این بخش ها بدلیل افزایش هزینه و کمبود بودجه مورد تجزیه شیمیایی قرار نگرفته اند.

جدول ۳-۵ نتایج تجزیه شیمیایی نمونه اصلی و بخش غرق شده نمونه P_۱

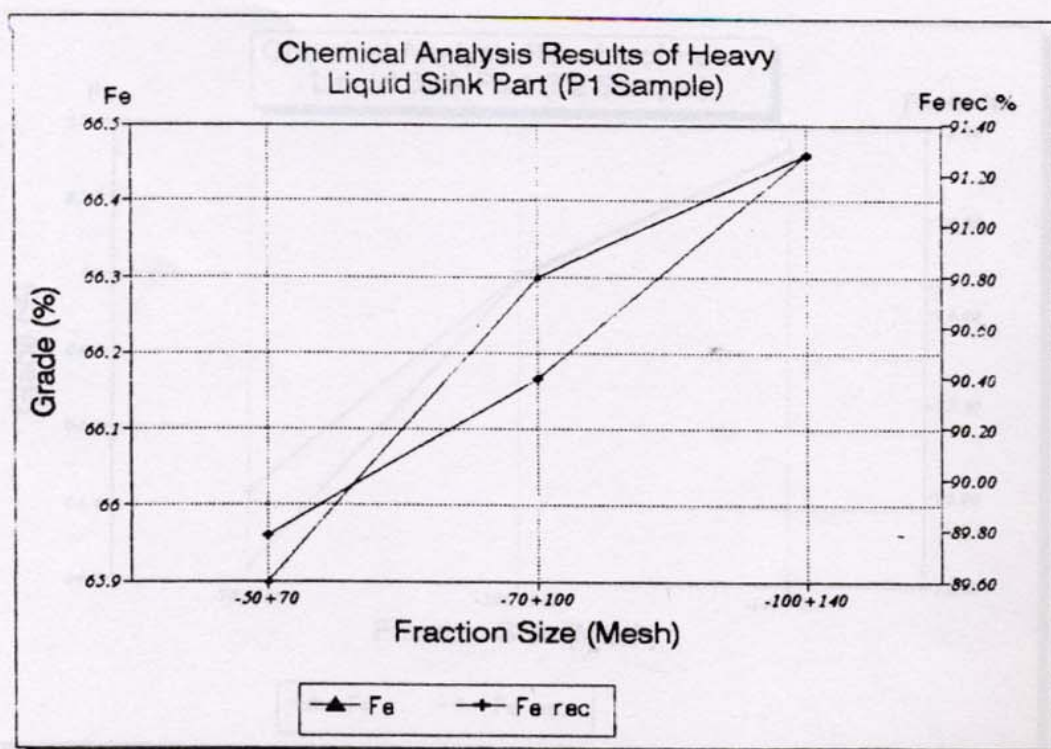
در دانه بندی های مختلف

دانه بندی (مش)	محصول	درصد وزنی %	Fe %	SiO _۲ %	S %	Fe _{rec} %
۷۰ + ۵۰ -	بار اولیه	۱۰۰	۶۱/۴۴	۸/۶	۱/۴۴	۱۰۰
	شناور شده	۱۶/۳	۳۸/۵۴	۳۱/۴	۸/۸۳	۲۱/۲۱
	غرق شده	۸۳/۷	۶۵/۹	۴/۱۶	۰	۷۸/۷۹
۷۰ + ۱۰۰ -	بار اولیه	۱۰۰	۶۰/۸۸	۹/۴	۱/۲۱	۱۰۰
	شناور شده	۱۷	۳۴/۴۲	۳۸/۷	۷/۱۲	۹/۶
	غرق شده	۸۳	۶۶/۳	۳/۴	۰	۹۰/۴
۱۴۰ + ۱۰۰ -	بار اولیه	۱۰۰	۵۸/۶۴	۱۱/۱۲	۰/۹۵	۱۰۰
	شناور شده	۱۹/۴۶	۲۶/۲۸	۴۳/۹	۴/۸۸	۸/۷۲
	غرق شده	۸۰/۵۴	۶۶/۴۶	۳/۲	۰	۹۱/۲۸

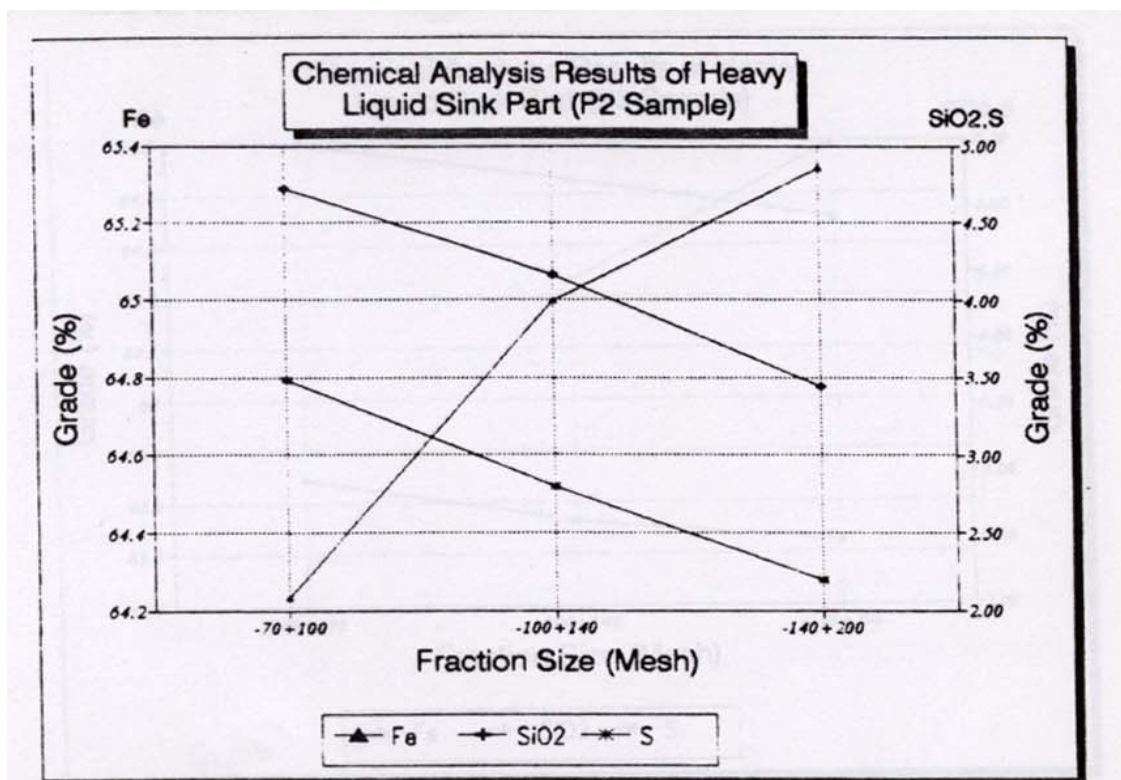
با مطالعه بخش غرق شده نمونه های P_2 و P_3 به وسیله میکروسکوپ بینوکولار مشاهده شد که ذرات پیریت موجود در نمونه P_2 به درجه آزادی مناسب رسیده و تقریباً تمامی ذرات پیریت به صورت آزاد در نمونه وجود دارند. اما در نمونه P_3 هنوز مقداری درگیری بین کانه و پیریت وجود دارد. بنابراین با توجه به این موضوع و نیز موارد ذکر شده در بالا می توان چنین نتیجه گیری کرد که درجه آزادی مناسب کانه ها از مواد باطله در نمونه های P_1 و P_2 ، همان درجه آزادی بدست آمده از روش شمارش میکروسکوپی است و نمونه P_3 نیز احتمالاً در یک فراکسیون پایین تر به درجه آزادی مناسب برای جدا شدن پیریت از کانه ها می رسد.



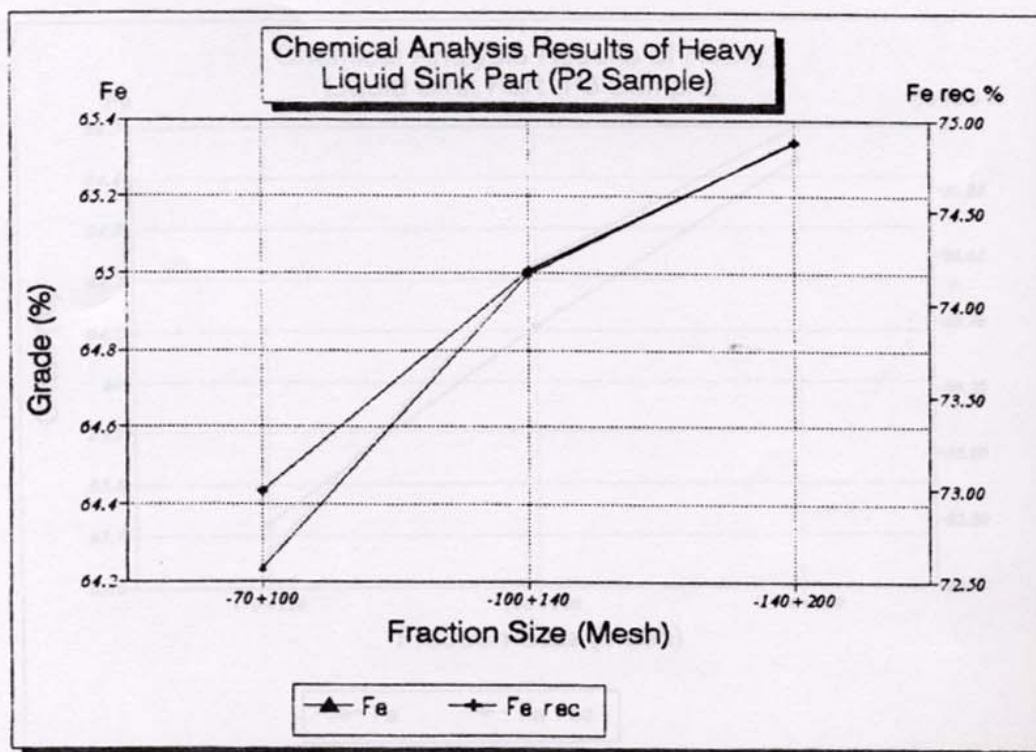
شکل ۳-۱ - مشخصات بخش غرق شده نمونه P1 در دانه‌بندی‌های مختلف



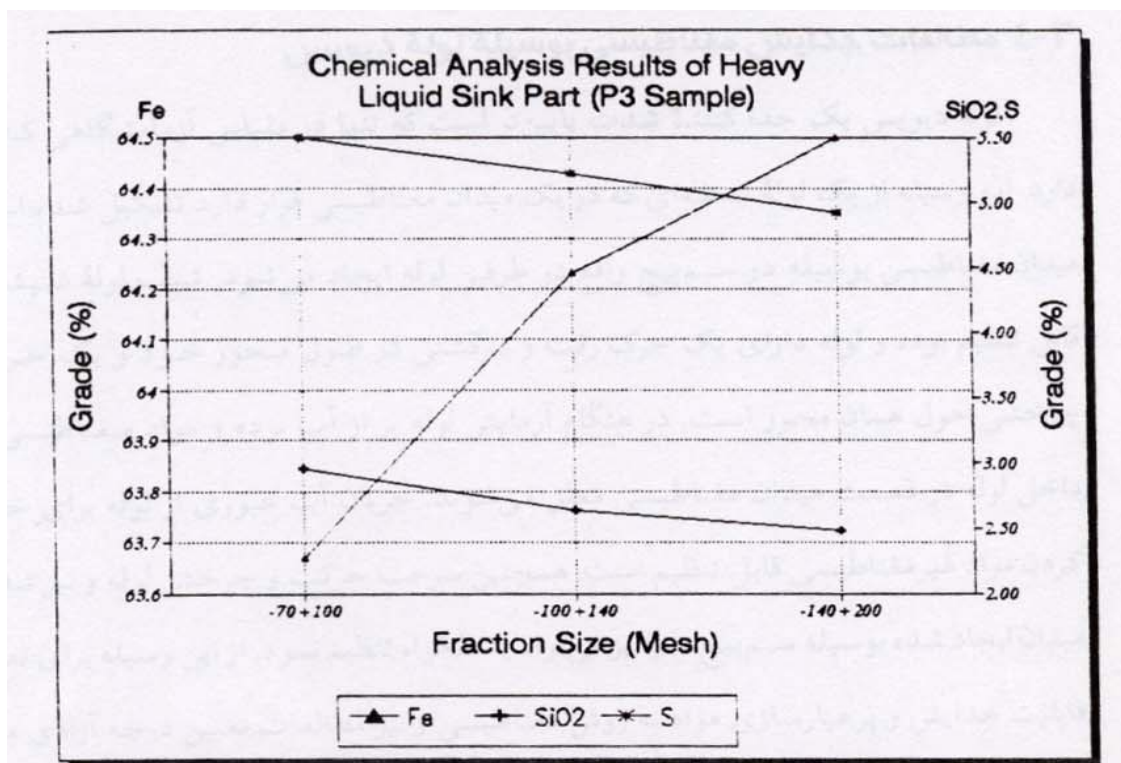
شکل ۳-۲ - عیار و بازیابی آهن نمونه P1 در دانه‌بندی‌های مختلف



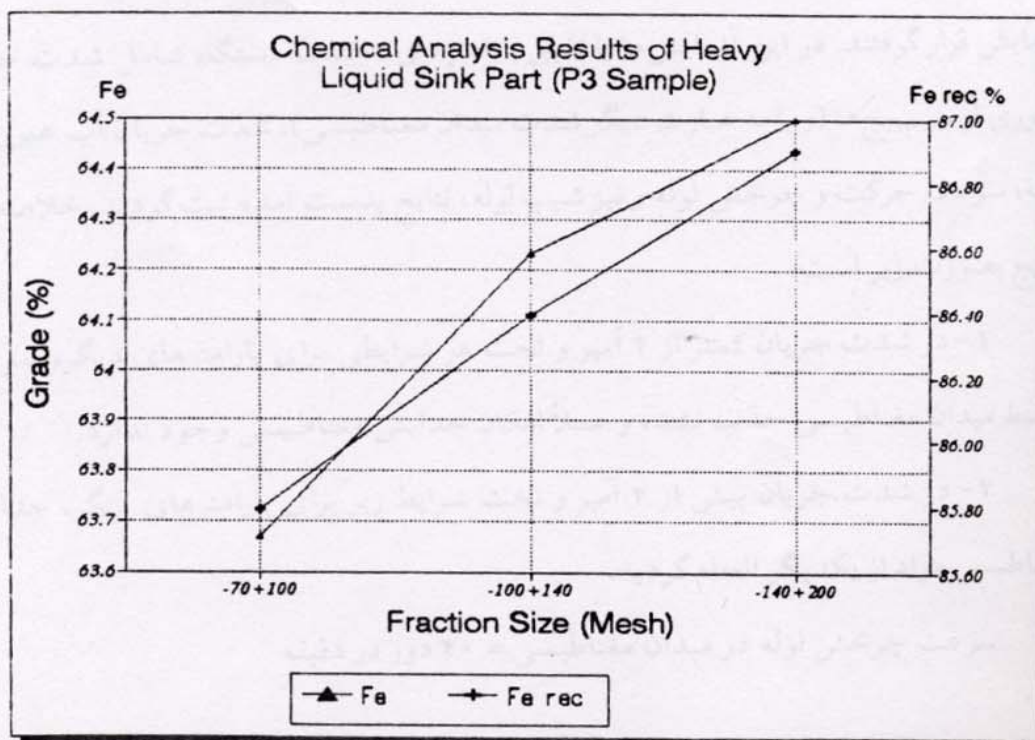
شکل ۳-۳. مشخصات بخش غرق شده نمونه P2 در دانه‌بندی‌های مختلف



شکل ۳-۴. عیار و بازیابی آهن نمونه P2 در دانه‌بندی‌های مختلف



شکل ۳-۵ - مشخصات بخش غرق شده نمونه P3 در دانه‌بندی‌های مختلف



شکل ۳-۶ - عیار و بازیابی آهن نمونه P3 در دانه‌بندی‌های مختلف

جدول ۸-۳ نتایج تجزیه شیمیایی بار ورودی و کنسانتره

لوله دیویس در دانه بندی های مختلف (نمونه P_1)

دانه بندی (مش)	محصول	درصد وزنی %	Fe %	SiO ₂ %	S %	Fe _{rec} %
-۵۰ + ۷۰	بار ورودی	۱۰۰	۶۱/۴۴	۸/۶	۱/۴۴	۱۰۰
	باطله	۲۱/۹۹	۴۶/۳۳	۲۳/۱۴	۵/۹۸	۱۶/۵۸
	کنسانتره	۷۸/۰۱	۶۵/۷	۴/۵۰	۰/۱۶	۸۳/۴۲
-۷۰ + ۱۰۰	بار ورودی	۱۰۰	۶۰/۸۸	۹/۴	۱/۲۱	۱۰۰
	باطله	۲۲/۳۶	۴۳/۱۰	۲۸/۱۵	۵/۲۰	۱۵/۸۳
	کنسانتره	۷۷/۶۴	۶۶	۴/۰۰	۰/۰۶	۸۴/۱۷
-۱۰۰ + ۱۴۰	بار ورودی	۱۰۰	۵۸/۶۴	۱۱/۱۲	۰/۹۵	۱۰۰
	باطله	۲۲/۹۲	۳۳/۵۵	۳۶/۰۷	۴/۰۱	۱۳/۱۱
	کنسانتره	۷۷/۰۸	۶۶/۱	۳/۷۰	۰/۰۴	۸۶/۸۹

جدول ۹-۳ نتایج تجزیه شیمیایی بار ورودی و کنسانتره

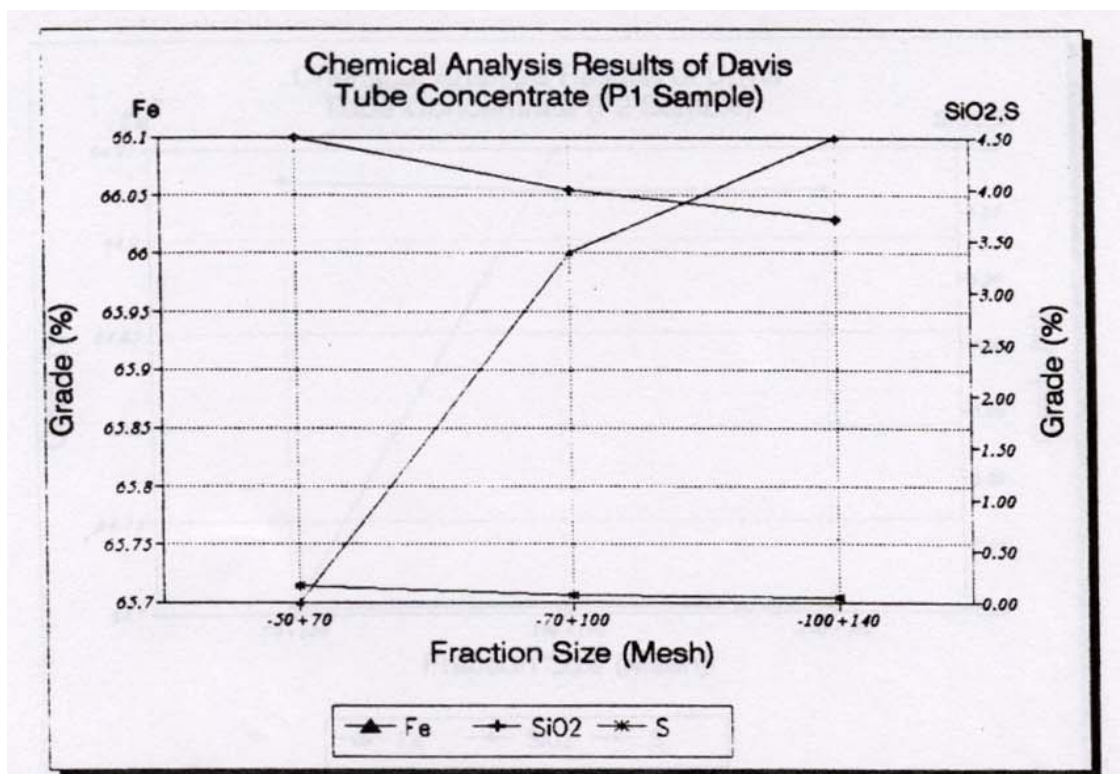
لوله دیویس در دانه‌بندی‌های مختلف (نمونه P_۳)

دانه‌بندی (مش)	محصول	درصدوزنی %	Fe %	SiO _۲ %	S %	Fe _{rec} %
-۷۰ + ۱۰۰	بار ورودی	۱۰۰	۴۳/۵۶	۲۱/۶۸	۲/۵۷	۱۰۰
	باطله	۴۸/۸۷	۲۱/۴۴	۳۷/۵۶	۵/۱۷	۲۴/۰۶
	کنسانتره	۵۱/۱۳	۶۴/۷	۶/۵۰	۰/۰۸۶	۷۵/۹۴
-۱۰۰ + ۱۴۰	بار ورودی	۱۰۰	۴۲/۵	۲۲/۱۶	۱/۹۶	۱۰۰
	باطله	۴۹/۳۶	۱۹/۴۷	۳۸/۳۸	۳/۹۵	۲۴
	کنسانتره	۵۰/۶۴	۶۴/۹۵	۶/۳۵	۰/۰۱۸	۷۶/۰۰
-۱۴۰ + ۲۰۰	بار ورودی	۱۰۰	۴۱/۸۹	۲۳/۰۸	۱/۶۹	۱۰۰
	باطله	۵۰/۹۴	۱۹/۶۸	۳۹/۱۹	۳/۲۴	۲۳/۹۳
	کنسانتره	۴۹/۰۶	۶۴/۹۵	۶/۳۵	۰/۰۷۶	۷۶/۰۷

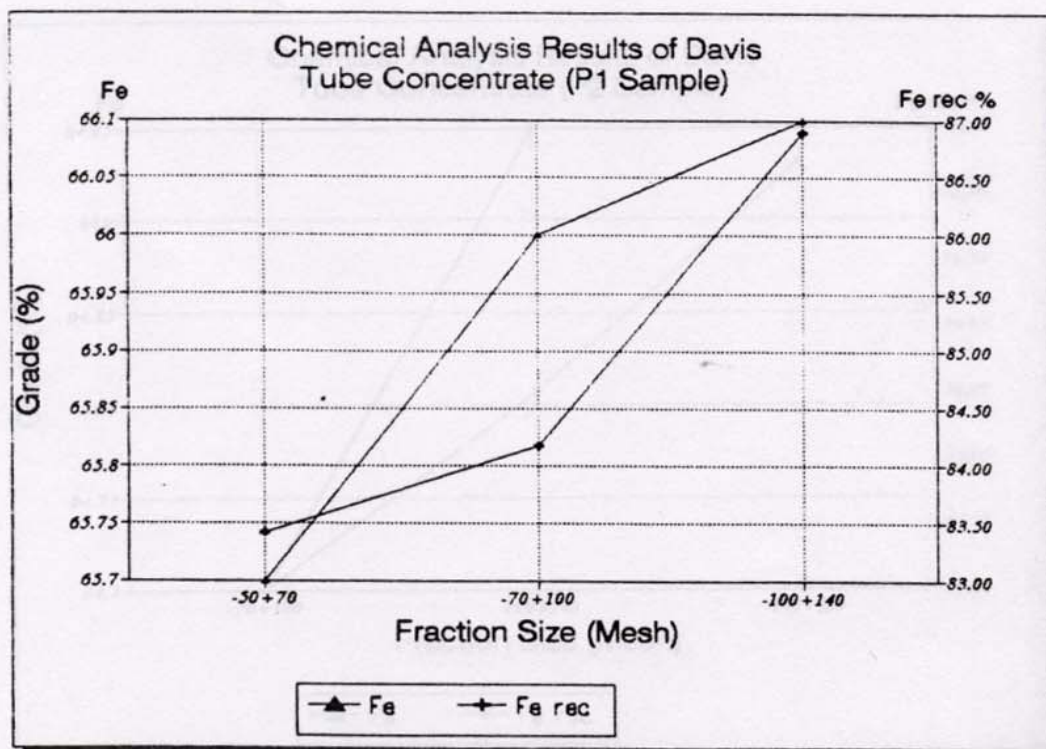
جدول ۱۰-۳ نتایج تجزیه شیمیایی بار ورودی و کنسانتره

لوله دیویس در دانه‌بندی‌های مختلف (نمونه P_۳)

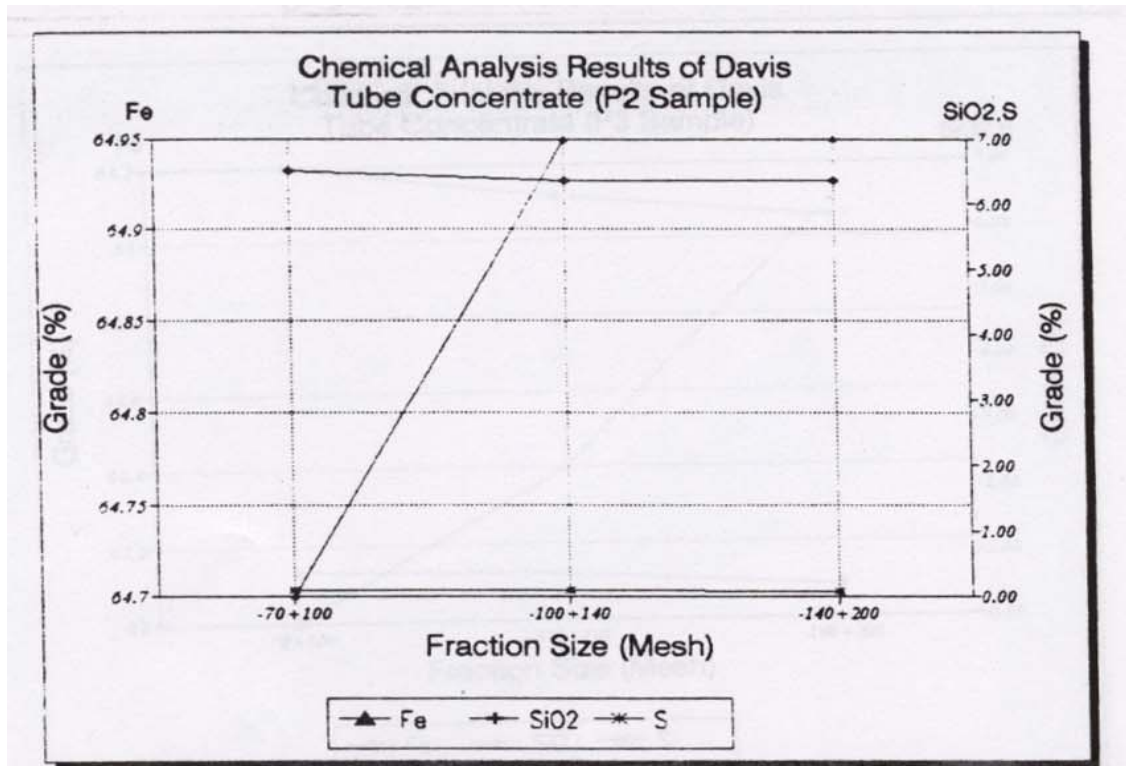
دانه‌بندی (مش)	محصول	درصدوزنی %	Fe %	SiO _۲ %	S %	Fe _{rec} %
-۷۰ + ۱۰۰	بار ورودی	۱۰۰	۵۷/۵۳	۱۰/۷	۴/۳۱	۱۰۰
	باطله	۱۹	۳۸/۴۷	۲۶/۴۷	۱۹/۳۲	۲۱/۷۱
	کنسانتره	۸۱	۶۲	۷/۰۰	۰/۷۹	۷۸/۲۹
-۱۰۰ + ۱۴۰	بار ورودی	۱۰۰	۵۷/۲۵	۱۰/۹۲	۴/۱۸	۱۰۰
	باطله	۱۹/۸۰	۳۶/۳۹	۲۸/۸۲	۱۸/۳۲	۱۲/۵۹
	کنسانتره	۸۰/۲۰	۶۲/۴	۶/۵۰	۰/۶۹	۸۷/۴۱
-۱۴۰ + ۲۰۰	بار ورودی	۱۰۰	۵۶/۴۱	۱۱/۷۲	۴/۰۱	۱۰۰
	باطله	۲۱/۳۱	۳۱/۷۱	۳۲/۲۹	۱۷/۰۱	۱۱/۹۸
	کنسانتره	۷۸/۶۹	۶۳/۱	۶/۱۵	۰/۴۹	۸۸/۰۲



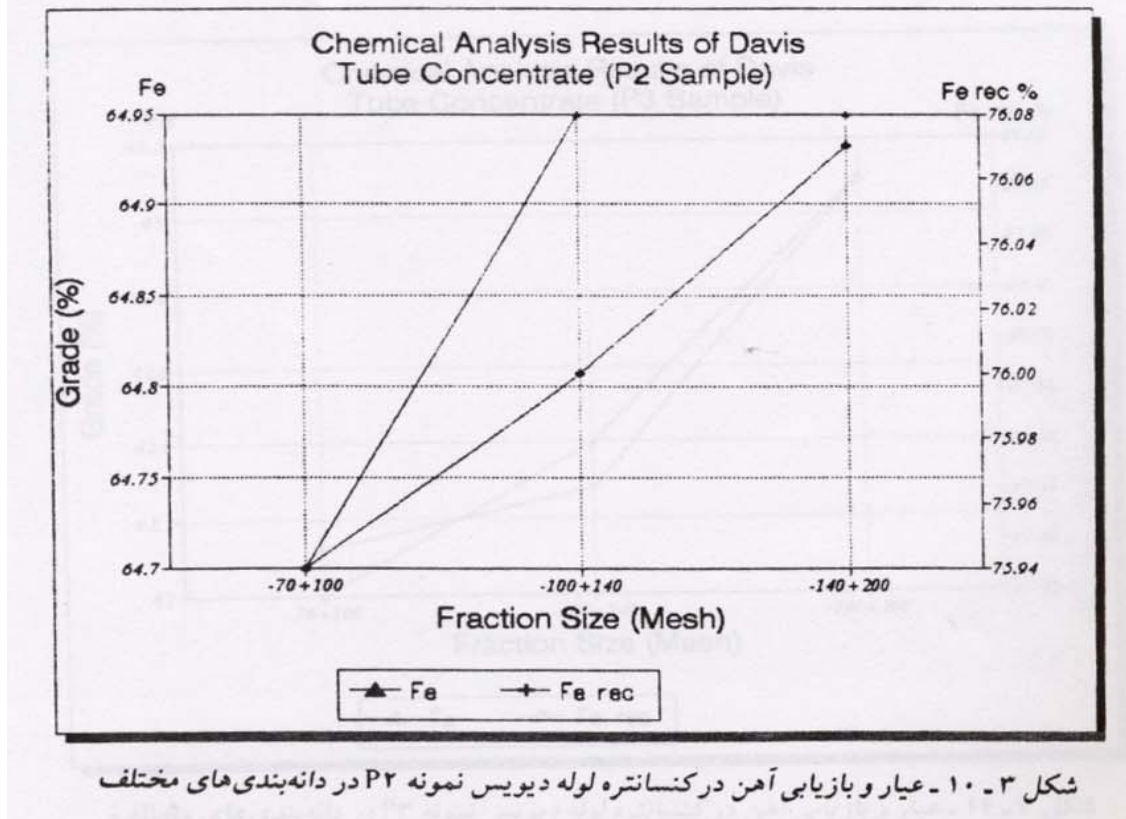
شکل ۳-۷. مشخصات کنسانتره لوله دیویس نمونه P1 در دانه‌بندی‌های مختلف



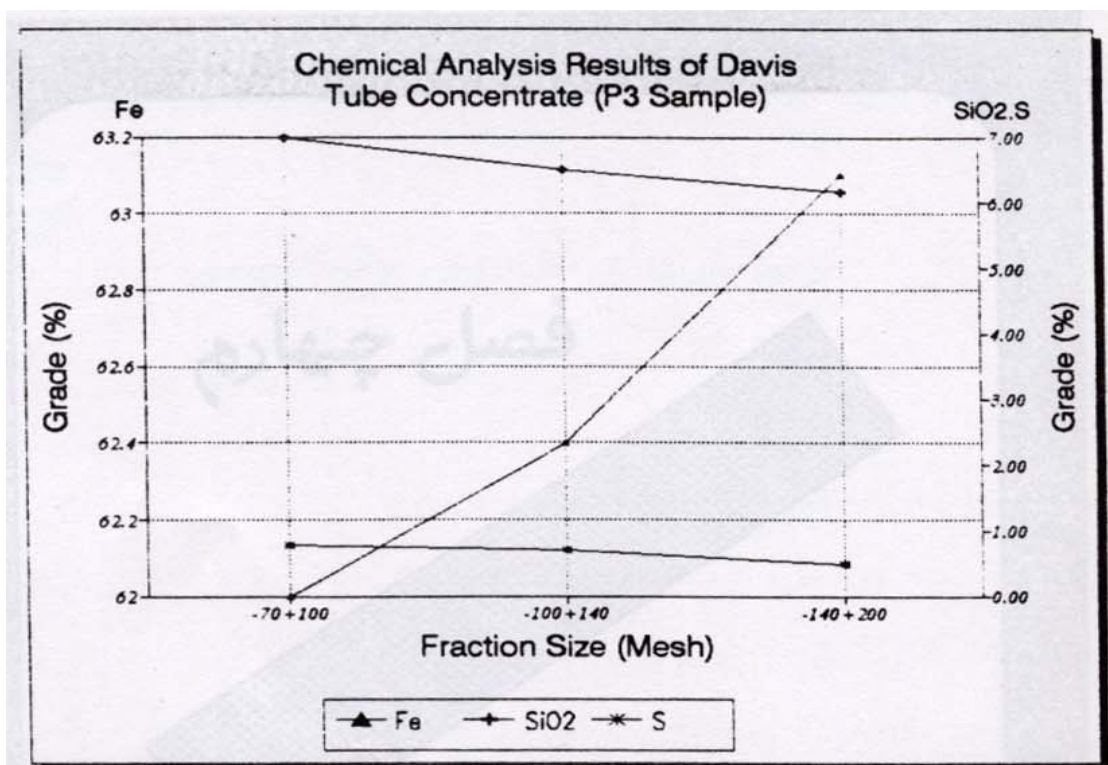
شکل ۳-۸. عیار و بازیابی آهن در کنسانتره لوله دیویس نمونه P1 در دانه‌بندی‌های مختلف



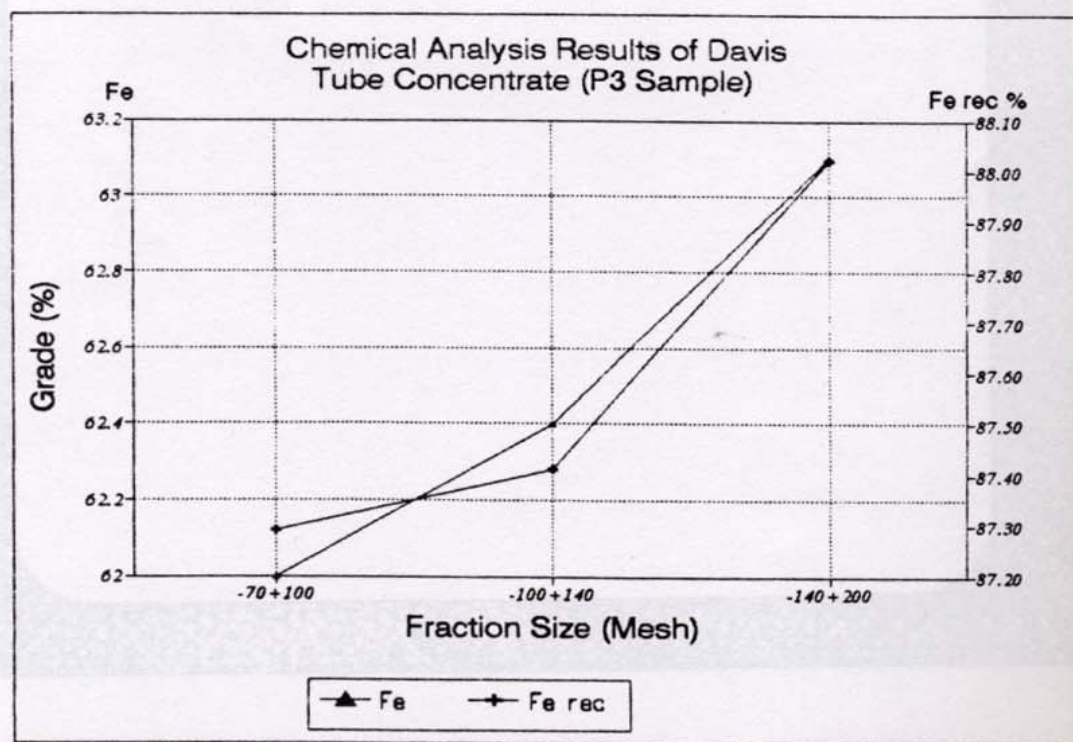
شکل ۳-۹ - مشخصات کنسانتره لوله دیویس نمونه P2 در دانه‌بندی‌های مختلف



شکل ۳-۱۰ - عیار و بازیابی آهن در کنسانتره لوله دیویس نمونه P2 در دانه‌بندی‌های مختلف



شکل ۳-۱۱. مشخصات کنسانتره لوله دیویس نمونه P3 در دانه‌بندی‌های مختلف



شکل ۳-۱۲. عیار و بازیابی آهن در کنسانتره لوله دیویس نمونه P3 در دانه‌بندی‌های مختلف

۴ آزمایش های جدایش مغناطیسی

۴-۱ جدایش مغناطیسی خشک - شدت پایین

تعداد ۹ نمونه مورد آزمایش جدایش مغناطیسی خشک - شدت پایین قرار گرفت. مشاهدات عینی بدین صورت بود که ملاحظه گردید که مقدار نسبتاً قابل توجهی از باطله های سیلیکاته و غیرسیلیکاته (شامل گرونا و گچ) وارد بخش کنسانتره مغناطیسی می گردد. تغییر پارامترهای دستگاه و آزمایش تأثیری بر روی کاهش این پدیده نداشت. دلیل این امر گیر افتادن ذرات غیرمغناطیسی (باطله ها) در بین ذرات مغناطیسی استنباط می شود. از طرف دیگر با توجه به درجه آزادی نمونه ها، مواد در محدوده دانه بندی مؤثر قابل استفاده در این روش قرار نمی گیرند [۸].

بنابر این با توجه به این امر امکان دستیابی به یک کنسانتره مناسب با روش جدایش مغناطیسی خشک - شدت پایین وجود ندارد. بنابراین مطالعات این مرحله متوقف گردید و مطالعات مرحله بعد یعنی جدایش مغناطیسی تر - شدت پایین آغاز شد.

۴-۲ جدایش مغناطیسی تر - شدت پایین

پارامترهایی که در این روش مطرح هستند عبارتند از: دانه بندی مواد، سرعت گردش استوانه مغناطیسی، تعداد مراحل کلینر یا شستشو، سرعت خوراک دهی و دبی جریان آب در دستگاه.

آزمایش های این مرحله برای تعیین پارامترهای بهینه، بر روی دانه بندی های بدست آمده برای درجه آزادی نمونه ها انجام شد. برای انجام مطالعات دبی جریان آب طوری تنظیم گردید که جریان آب باعث اختلال در جدایش کانه از باطله ها نگردد و برای این منظور دبی جریان آب در حداقل ممکن تنظیم شد. سرعت خوراک دهی به دستگاه نیز بر اساس یک سری آزمایش طوری تنظیم شد که میدان مغناطیسی فرصت لازم برای جذب ذرات مغناطیسی را داشته باشد و همچنین باطله ها در میان ذرات مغناطیسی گیر نیفتند. سپس در مرحله بعد به ترتیب زیر پارامترهای دیگر برای حالت بهینه تعیین گردید.

الف- تعیین سرعت گردش بهینه استوانه مغناطیسی

با تنظیم دیگر پارامترهای فرآوری و نیز یک مرحله کلینر، نحوه جدایش کانه از باطله ها در سرعت های مختلف گردش استوانه مغناطیسی مورد بررسی قرار گرفت. نتایج این آزمایشها در جداول ۱-۴ تا ۳-۴ و اشکال ۱-۴ تا ۶-۴ آورده شده است. با توجه به نتایج بدست آمده، سرعت ۵۵ دور بر دقیقه سرعت مناسب برای انجام جدایش مطلوب است.

جدول ۱-۴ تعیین سرعت گردش بهینه استوانه مغناطیسی برای نمونه P_۱

پارامترهای ثابت: دانه بندی، تعداد مراحل کلینر = یک مرحله								
پارامتر متغیر: سرعت گردش استوانه مغناطیسی								
دانه بندی	سرعت گردش	محصول	وزن	درصدوزنی	Fe	SiO _۲	S	Fe _{rec}
(مش)K۱۰۰	(RPM) استوانه		(گرم)	%	%	%	%	%
۸۰	۵۵	کنسانتره	۱۳۰/۴	۶۵/۲	۶۶/۷۴	۳/۶۴	۰/۰۳۶	۷۵/۰۲
		باطله	۶۹/۶	۳۴/۸	۴۱/۶۳	۱۵/۵۹	۲/۶۰	۲۴/۹۸
		بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
۸۰	۸۰	کنسانتره	۹۴/۵	۶۳	۶۶/۴۶	۳/۸	--	۷۲/۱۹
		باطله	۵۵/۵	۳۷	۴۳/۶۰	۱۴/۶۱	--	۲۷/۸۱
		بار ورودی	۱۵۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
۸۰	۱۰۰	کنسانتره	۹۶/۱	۶۴/۱	۶۵/۹	۴/۶۸	-	۷۱/۸۳
		باطله	۵۳/۹	۳۵/۹	۴۳/۸۹	۱۳/۳۷	--	۲۸/۱۷
		بار ورودی	۱۵۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰

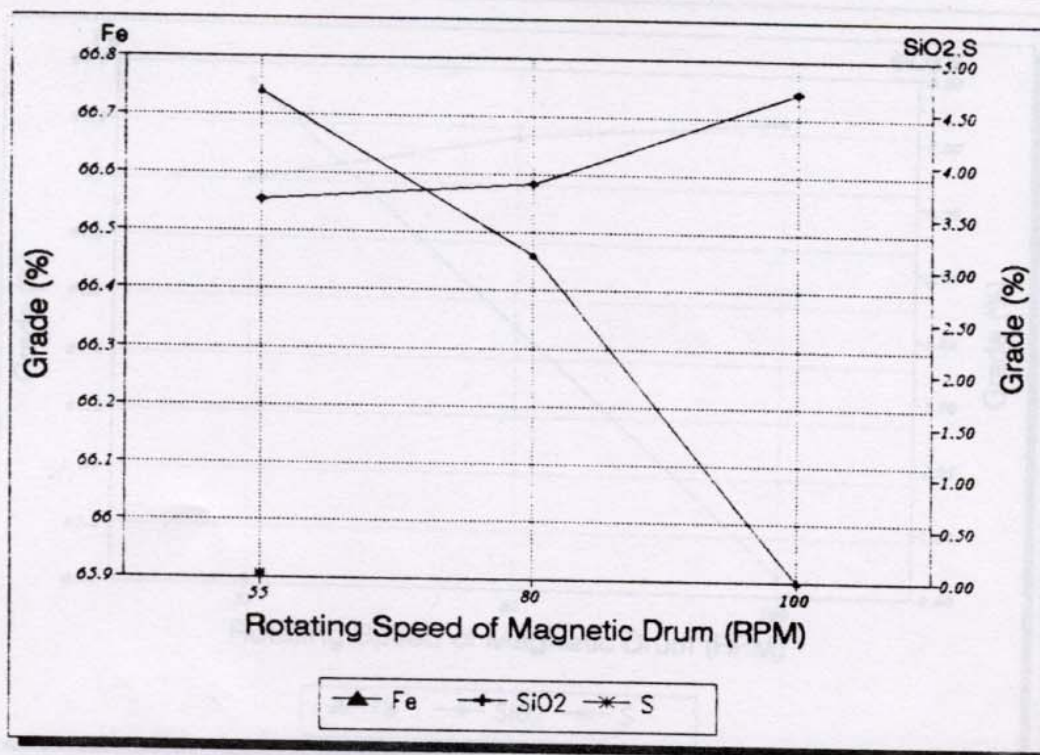
جدول ۲-۴ تعیین سرعت گردش بهینه استوانه مغناطیسی برای نمونه P_۲

پارامترهای ثابت: دانه بندی، تعداد مراحل کلینر = یک مرحله								
پارامتر متغیر: سرعت گردش استوانه مغناطیسی								
دانه بندی	سرعت گردش	محصول	وزن	درصدوزنی	Fe	SiO _۲	S	Fe _{rec}
(مش)K۱۰۰	(RPM) استوانه		(گرم)	%	%	%	%	%
۱۲۰	۵۵	کنسانتره	۱۰۲/۴	۴۰/۹۶	۶۵/۳۴	۶/۲۴	۰/۰۸۱	۶۸/۹۸
		باطله	۱۴۷/۶	۵۹/۰۴	۲۰/۳۹	۲۹/۹۵	۳/۷۵	۳۱/۰۲
		بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۱۲۰	۸۰	کنسانتره	۷۹/۴	۳۹/۷	۶۴/۵۱	۶/۹۶	--	۶۶/۰۱
		باطله	۱۲۰/۶	۶۰/۳	۲۱/۸۷	۲۸/۹۸	--	۳۳/۹۹
		بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۱۲۰	۱۰۰	کنسانتره	۷۶/۸	۳۸/۴	۶۳/۶۷	۷/۲۸	--	۶۳/۰۱
		باطله	۱۲۳/۲	۶۱/۶	۲۳/۳۰	۲۸/۳۲	--	۳۶/۹۹
		بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰

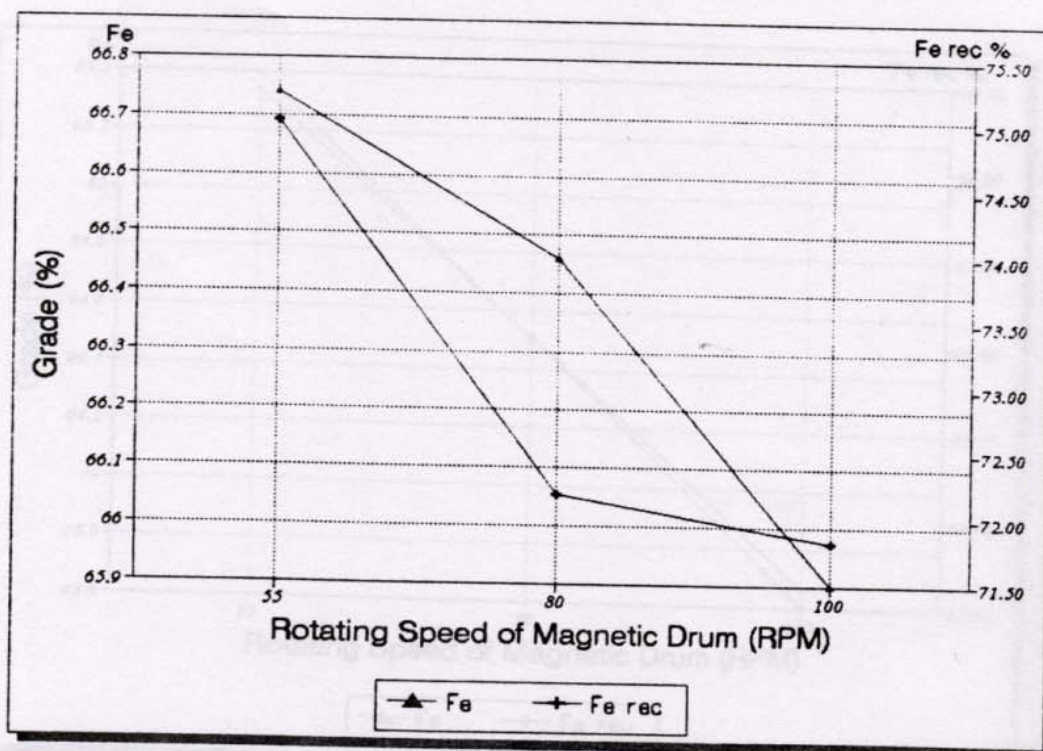
جدول ۳-۴ تعیین سرعت گردش بهینه استوانه مغناطیسی برای نمونه P_۳

پارامترهای ثابت: دانه بندی، تعداد مراحل کلینر = یک مرحله
پارامتر متغیر: سرعت گردش استوانه مغناطیسی

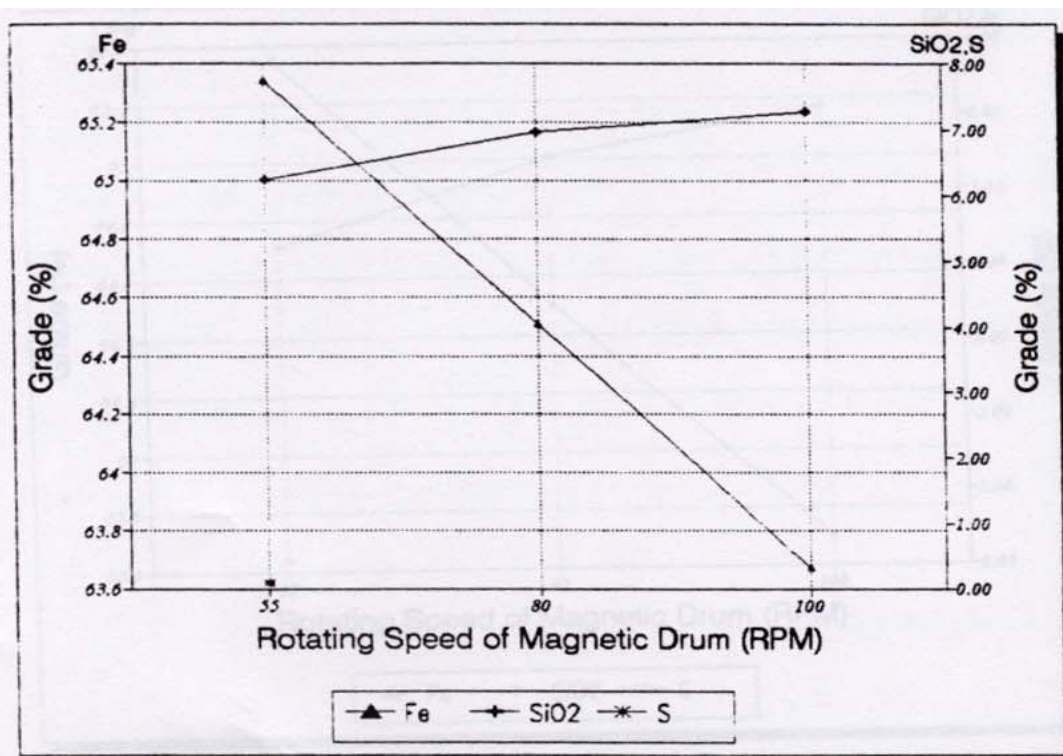
دانه بندی	سرعت گردش استوانه (RPM)	محصول	وزن (گرم)	درصدوزنی %	Fe %	SiO _۲ %	S %	Fe _{rec} %
۱۲۰	۵۵	کنسانتره	۱۳۲/۹	۶۶/۴۵	۶۵/۳۵	۴/۳۲	۰/۱۳	۷۸/۹۵
		باطله	۶۷/۱	۳۳/۵۵	۳۴/۵۰	۲۸/۸۸	۷/۵۸	۲۱/۰۵
		بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۵	۱۲/۵۶	۲/۶۳	۱۰۰
۱۲۰	۸۰	کنسانتره	۹۶/۱	۶۴/۱	۶۴/۵۱	۵/۴۸	--	۷۵/۱۸
		باطله	۵۳/۹	۳۵/۹	۳۸/۰۲	۲۵/۲۰	--	۲۴/۸۲
		بار ورودی	۱۵۰	۱۰۰	۵۵	۱۲/۵۶	۲/۶۳	۱۰۰
۱۲۰	۱۰۰	کنسانتره	۹۵/۶	۶۳/۷	۶۳/۶۷	۶/۱۲	--	۷۳/۷۴
		باطله	۵۴/۴	۳۶/۳	۳۹/۷۹	۲۳/۸۶	--	۲۶/۲۶
		بار ورودی	۱۵۰	۱۰۰	۵۵	۱۲/۵۶	۲/۶۳	۱۰۰



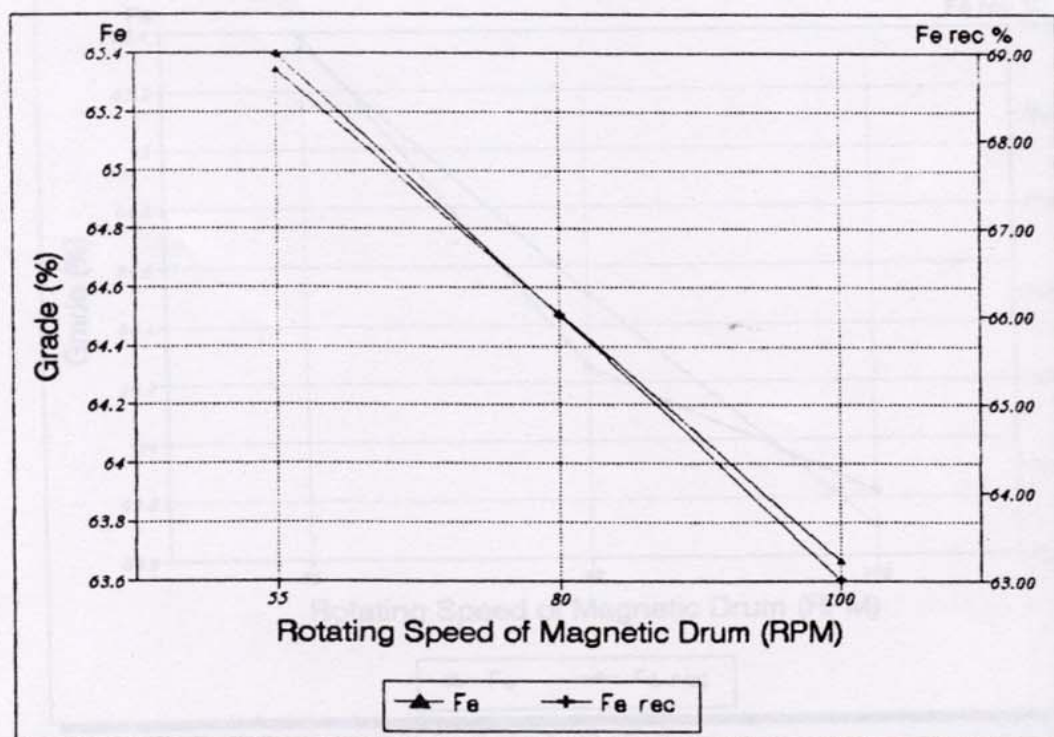
شکل ۴-۱- تأثیر سرعت گردش طبک مغناطیسی بر مشخصات کنسانتره نمونه P1



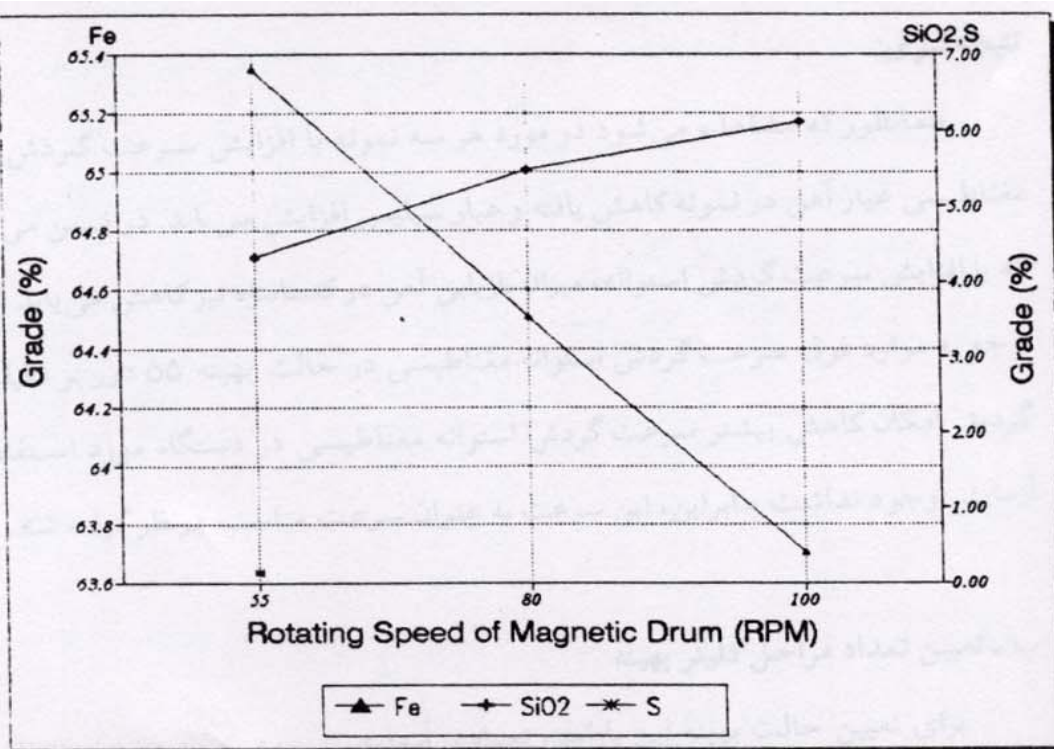
شکل ۴-۲- عیار و بازیابی آهن در سرعت های مختلف گردش طبک مغناطیسی (نمونه P1)



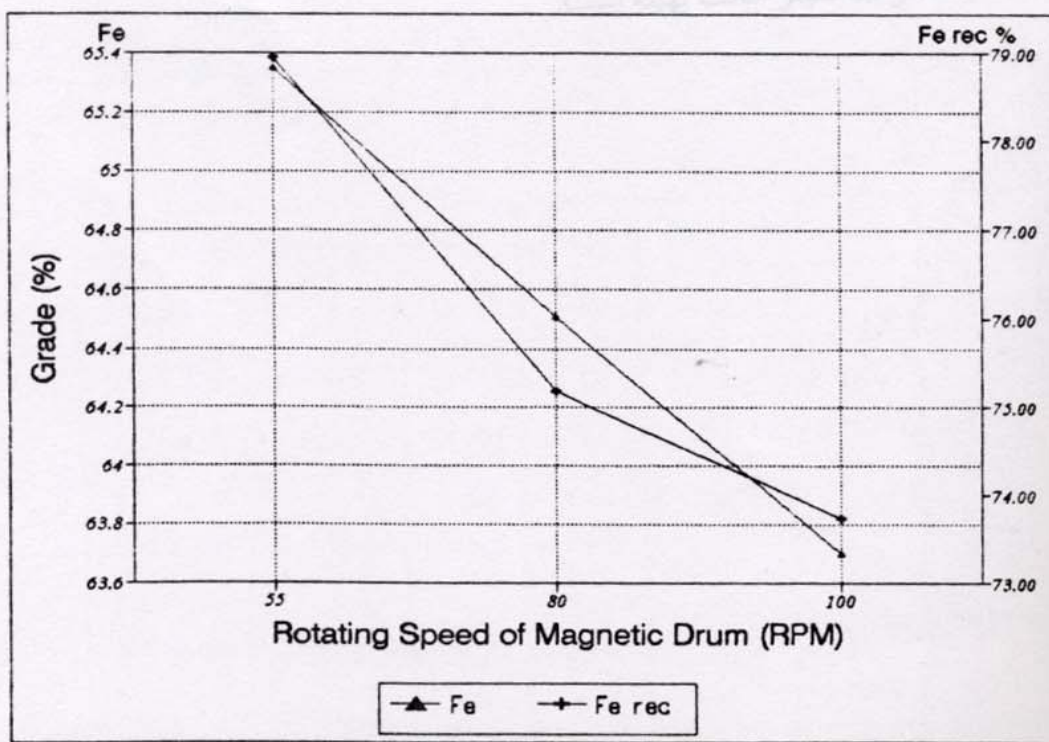
شکل ۴-۳- تأثیر سرعت گردش تبلک مغناطیسی بر مشخصات کنسانتره نمونه P2



شکل ۴-۴- عیار و بازیابی آهن در سرعت های مختلف گردش تبلک مغناطیسی (نمونه P2)



شکل ۴-۵. تأثیر سرعت گردش طبک مغناطیسی بر مشخصات کنسانتره نمونه P3



شکل ۴-۶. عیار و بازیابی آهن در سرعت‌های مختلف گردش طبک مغناطیسی (نمونه P3)

نتیجه گیری:

همانطور که مشاهده می شود در مورد هر سه نمونه با افزایش سرعت گردش استوانه مغناطیسی عیار آهن در نمونه کاهش یافته و عیار سیلیس افزایش می یابد. در ضمن می توان دید که با افزایش سرعت گردش استوانه، میزان بازیابی آهن در کنسانتره نیز کاهش می یابد از اینرو با توجه به موارد فوق سرعت گردش استوانه مغناطیسی در حالت بهینه ۵۵ دور بر دقیقه تعیین گردید. امکان کاهش بیشتر سرعت گردش استوانه مغناطیسی در دستگاه مورد استفاده برای آزمایش وجود نداشت بنابراین، این سرعت به عنوان سرعت مناسب در نظر گرفته شد.

ب - تعیین تعداد مراحل کلینر بهینه

برای تعیین حالت بهینه این پارامتر، تعدادی آزمایش بر روی هر سه نمونه انجام شد که نتایج آن در جداول ۴-۴ تا ۶-۴ و اکشال ۷-۴ تا ۱۲-۴ آورده شده است. با توجه به نتایج بدست آمده، یک مرحله کلینر حالت بهینه است.

جدول ۴-۴ تعیین تعداد مراحل کلینر بهینه برای نمونه P_۱

پارامترهای ثابت: دانه بندی، سرعت گردش استوانه مغناطیسی = ۵۵ دور بر دقیقه								
پارامتر متغیر: تعداد مراحل کلینر								
دانه بندی	تعداد مراحل	محصول	وزن	درصد وزنی	Fe	SiO _۲	S	Fe _{rec}
(مش) K۱۰۰	کلینر		(گرم)	%	%	%	%	%
۸۰	یک مرحله	کنسانتره	۱۳۰/۴	۶۵/۲	۶۶/۷۴	۳/۶۴	۰/۰۳۶	۷۵/۰۲
		باطله	۶۹/۶	۳۴/۸	۴۱/۶۳	۱۵/۵۹	۲/۶۰	۲۴/۹۸
		بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
۸۰	دو مرحله	کنسانتره	۹۶/۸	۶۴/۵	۶۷/۰۲	۳/۶۰	--	۷۴/۵۳
		باطله	۵۳/۲	۳۵/۵	۴۱/۶۱	۱۵/۴۳	--	۲۵/۴۷
		بار ورودی	۱۵۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰

جدول ۵-۴ تعیین تعداد مراحل کلینر بهینه برای نمونه P_۲

پارامترهای ثابت: دانه بندی، سرعت گردش استوانه مغناطیسی = ۵۵ دور بر دقیقه								
پارامتر متغیر: تعداد مراحل کلینر								
دانه بندی	تعداد مراحل	محصول	وزن	درصد وزنی	Fe	SiO _۲	S	Fe _{rec}
(مش) K۱۰۰	کلینر		(گرم)	%	%	%	%	%
۱۲۰	یک مرحله	کنسانتره	۱۰۲/۴	۴۰/۹۶	۶۵/۳۴	۶/۲۴	۰/۰۸۱	۶۸/۹۸
		باطله	۱۴۷/۶	۵۹/۰۴	۲۰/۳۹	۲۹/۹۵	۳/۷۵	۳۱/۰۲
		بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۱۲۰	دو مرحله	کنسانتره	۷۸	۳۹/۰۰	۶۵/۵۲	۶/۱۴	--	۶۵/۸۶
		باطله	۱۲۲	۶۱	۲۱/۷۲	۲۹/۲۵	--	۳۴/۱۴
		بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰

جدول ۴-۶ تعیین تعداد مراحل کلیتر بهینه برای نمونه P_p

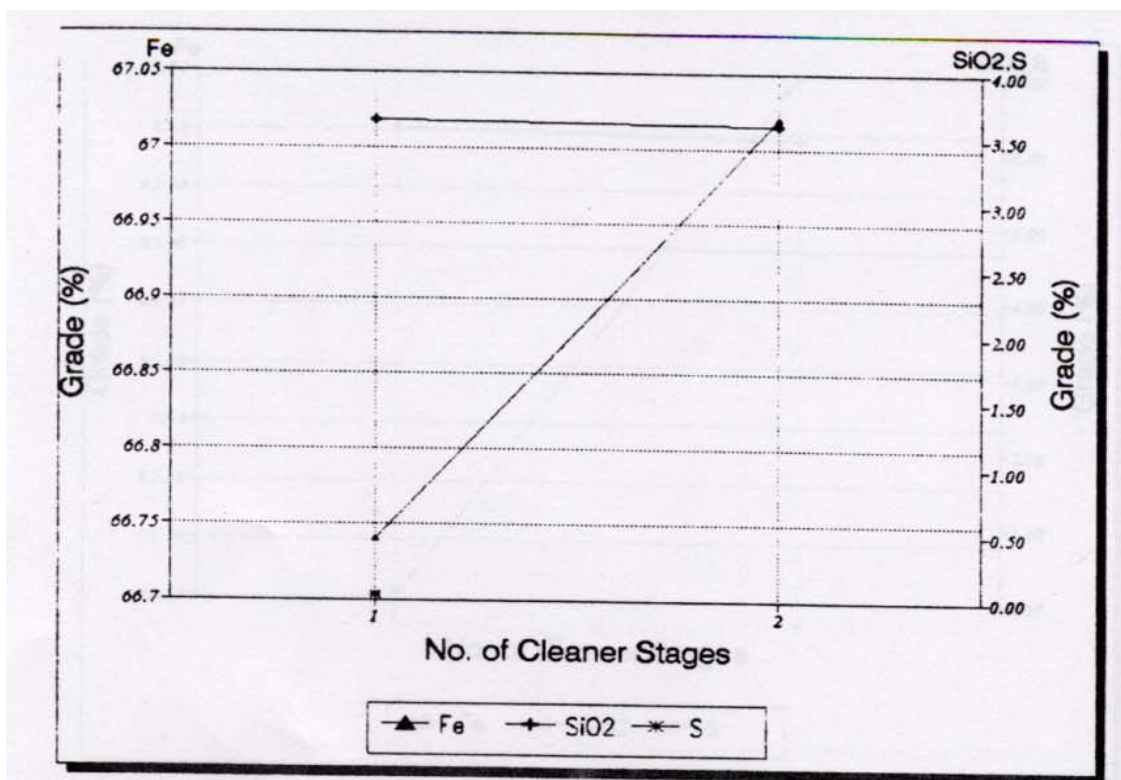
پارامترهای ثابت: دانه بندی، سرعت گردش استوانه مغناطیسی = ۵۵ دور بر دقیقه								
پارامتر متغیر: تعداد مراحل کلیتر								
دانه بندی	تعداد مراحل	محصول	وزن	درصد وزنی	Fe	SiO _۲	S	Fe _{rec}
(مش) K۱۰۰	کلیتر		(گرم)	%	%	%	%	%
۱۲۰	یک مرحله	کنسانتره	۱۳۲/۹	۶۶/۴۵	۶۵/۳۵	۴/۳۲	۰/۱۳	۷۸/۹۵
		باطله	۶۷/۱	۳۳/۵۵	۳۴/۵۰	۲۸/۸۸	۷/۵۸	۲۱/۰۵
		بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۵	۱۲/۵۶	۲/۶۳	۱۰۰
۱۲۰	دو مرحله	کنسانتره	۹۷/۵۰	۶۵/۰۰	۶۵/۵۰	۴/۲۴	--	۷۷/۴۱
		باطله	۵۲/۵	۳۵/۰۰	۳۵/۵	۲۸/۰۱	--	۲۲/۵۹
		بار ورودی	۱۵۰	۱۰۰	۵۵	۱۲/۵۶	۲/۶۳	۱۰۰

نتیجه گیری:

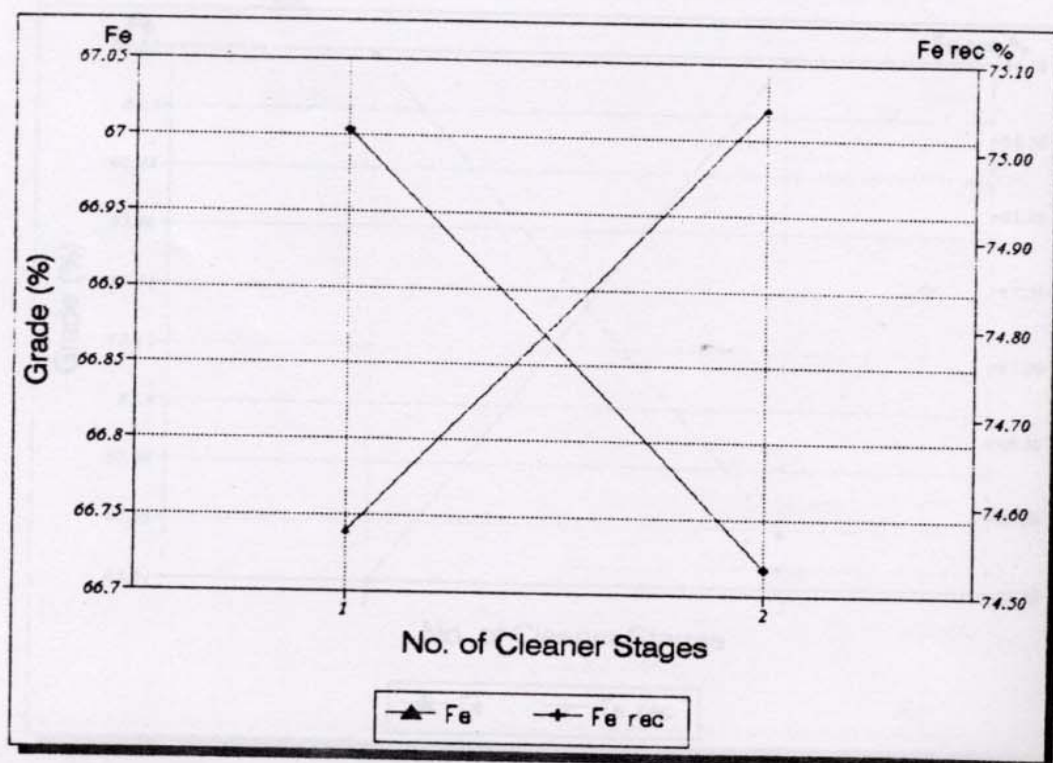
افزایش تعداد مراحل کلیتر تأثیر ناچیزی بر روی افزایش عیار آهن و کاهش عیار سیلیس در کنسانتره دارد و میزان بازیابی آهن نیز تقریباً تغییری نمی کند. بنابراین یک مرحله کلیتر بهینه است.

ج - تغییر پارامتر دانه بندی

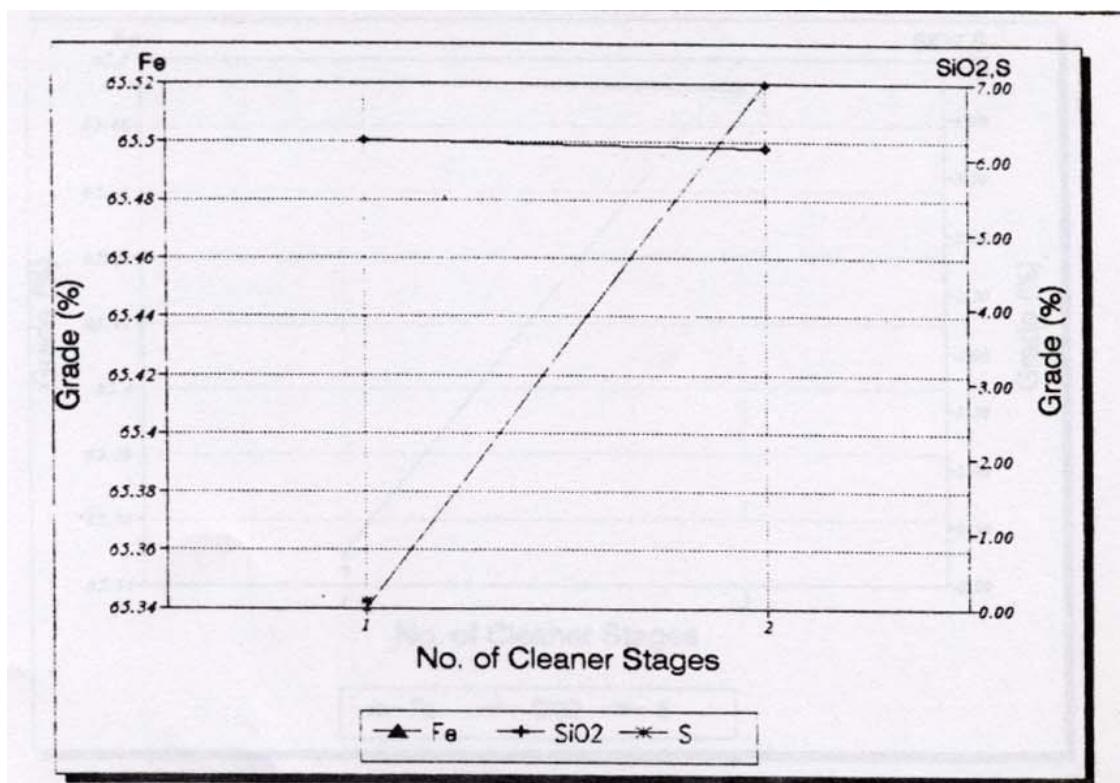
پس از طی مراحل فوق، دستگاه بر روی پارامترهای بهینه بدست آمده تنظیم شد و این مرحله از آزمایش ها که تغییر پارامتر دانه بندی بود آغاز شد. نتایج آزمایشهای این قسمت در جداول ۴-۷ تا ۴-۹ آورده شده است. شکل های ۴-۱۳ تا ۴-۱۸ نیز نحوه تغییرات عیار Fe، S و SiO₂ و میزان بازیابی آهن را در دانه بندی های مختلف نمایش می دهند.



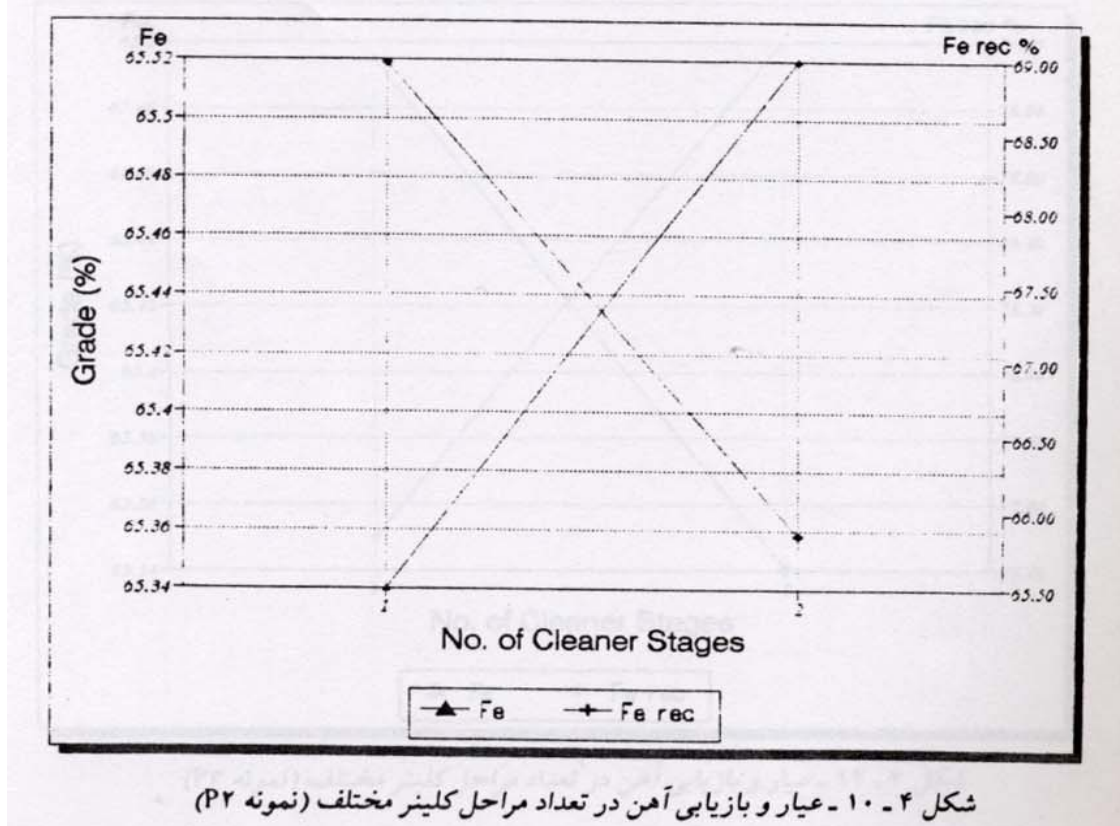
شکل ۴-۷- تأثیر تعداد مراحل کلینر بر مشخصات کنسانتره نمونه P1



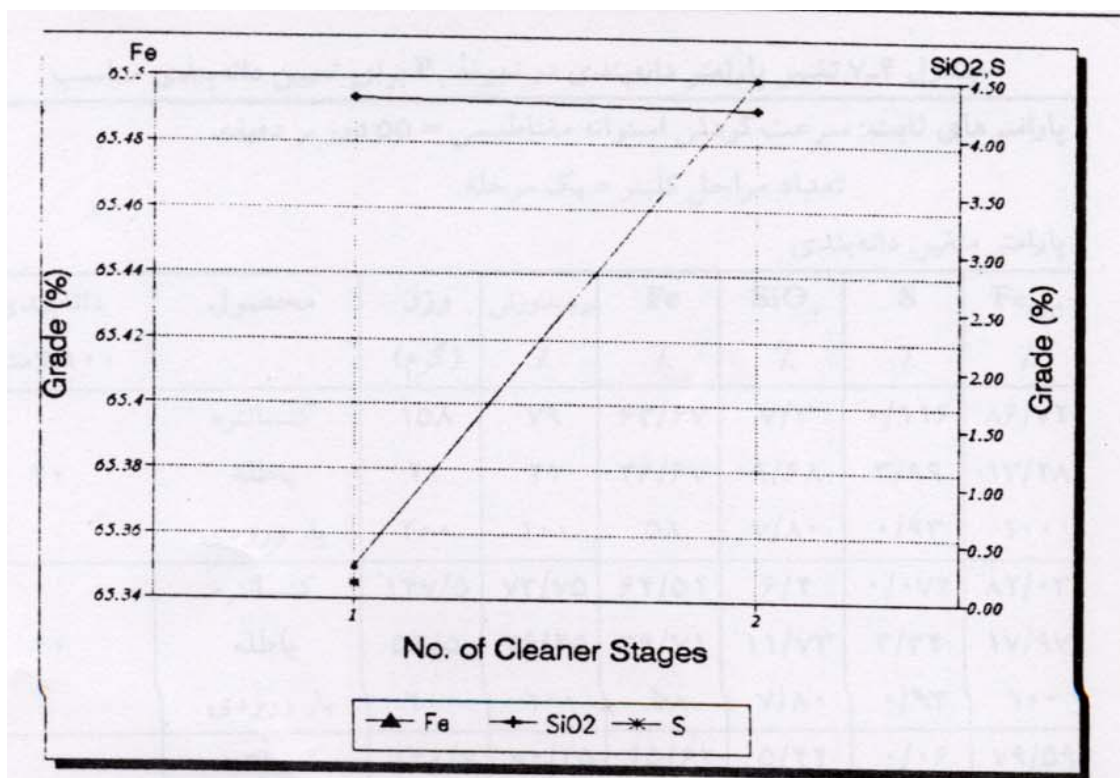
شکل ۴-۸- عیار و بازیابی آهن در تعداد مراحل کلینر مختلف (نمونه P1)



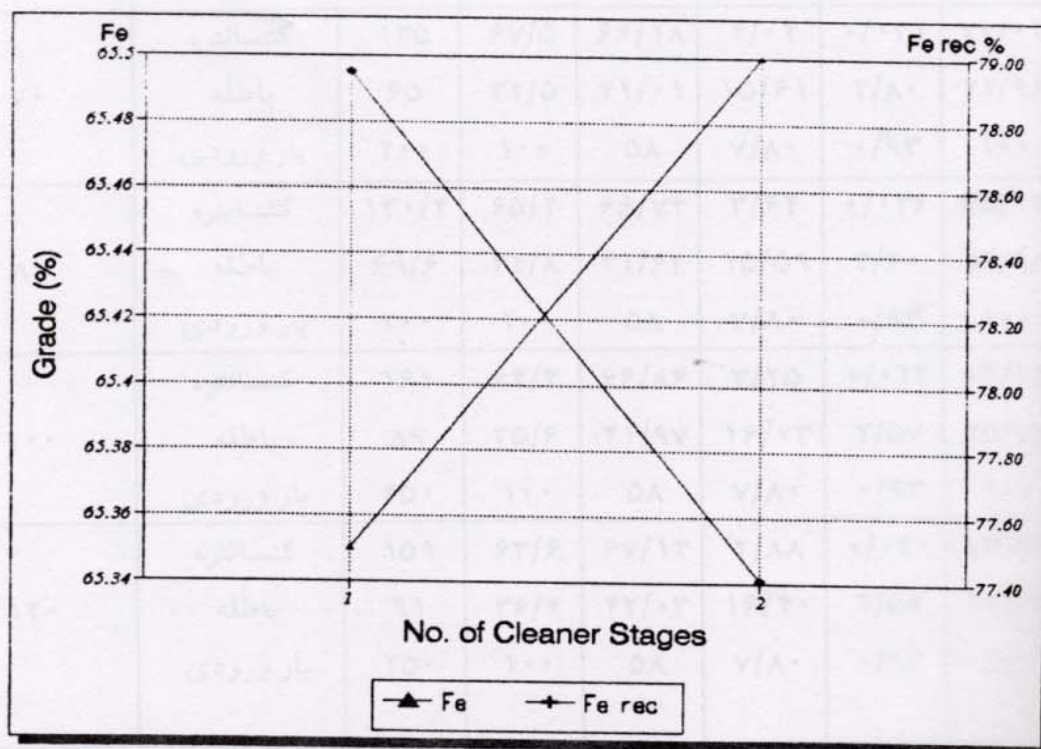
شکل ۴-۹. تأثیر تعداد مراحل کلینر بر مشخصات کنسانتره نمونه P2



شکل ۴-۱۰. عیار و بازیابی آهن در تعداد مراحل کلینر مختلف (نمونه P2)



شکل ۴-۱۱ - تأثیر تعداد مراحل کلینر بر مشخصات کنسانتره نمونه P۳



شکل ۴-۱۲ - عیار و بازیابی آهن در تعداد مراحل کلینر مختلف (نمونه P۳)

جدول ۴-۷ تغییر پارامتر دانه‌بندی در نمونه P₁ برای تعیین دانه‌بندی مناسب

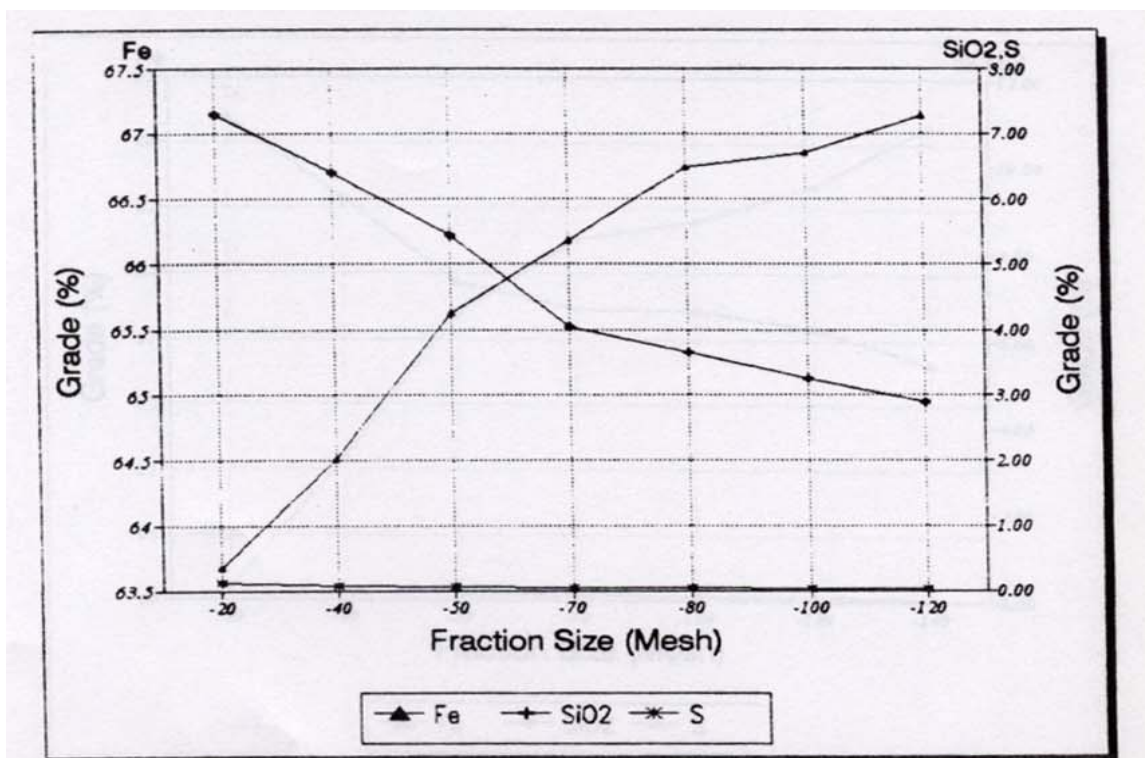
پارامترهای ثابت: سرعت گردش استوانه مغناطیسی = ۵۵ دور بر دقیقه
تعداد مراحل کلینر = یک مرحله
پارامتر متغیر: دانه‌بندی

دانه‌بندی K100(مش)	محصول	وزن (گرم)	درصدوزنی %	Fe %	SiO ₂ %	S %	Fe _{rec} %
P ₁₁ - ۲۰	کنسانتره	۱۵۸	۷۹	۶۳/۶۷	۷/۳	۰/۱۱۶	۸۶/۷۲
	باطله	۴۲	۲۱	۳۶/۶۷	۹/۶۸	۳/۹۹	۱۳/۲۸
	بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
P ₁₂ ۴۰	کنسانتره	۱۴۷/۵	۷۳/۷۵	۶۴/۵۱	۶/۴	۰/۰۷۲	۸۲/۰۳
	باطله	۵۲/۵	۲۶/۲۵	۳۹/۷۱	۱۱/۷۳	۳/۳۴	۱۷/۹۷
	بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
P ₁₃ ۵۰	کنسانتره	۱۴۰/۷	۷۰/۳۵	۶۵/۶۲	۵/۴۴	۰/۰۶	۷۹/۵۹
	باطله	۵۹/۳	۲۹/۶۵	۳۹/۹۲	۱۳/۴۰	۲/۹۹	۲۰/۴۱
	بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
P ₁₄ ۷۰	کنسانتره	۱۳۵	۶۷/۵	۶۶/۱۸	۴/۰۴	۰/۰۳۲	۷۷/۰۲
	باطله	۶۵	۳۲/۵	۴۱/۰۱	۱۵/۶۱	۲/۸۰	۲۲/۹۸
	بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
P ₁₅ ۸۰	کنسانتره	۱۳۰/۴	۶۵/۲	۶۶/۷۴	۳/۶۴	۰/۰۳۶	۷۵/۰۲
	باطله	۶۹/۶	۳۴/۸	۴۱/۶۳	۱۵/۵۹	۲/۶۰	۲۴/۹۸
	بار ورودی	۲۰۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
۱۰۰	کنسانتره	۱۶۱	۶۴/۴	۶۶/۸۶	۳/۲۵	۰/۰۲۳	۷۴/۲۴
	باطله	۸۹	۳۵/۶	۴۱/۹۷	۱۶/۰۳	۲/۵۷	۲۵/۷۶
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰
۱۲۰	کنسانتره	۱۵۹	۶۳/۶	۶۷/۱۴	۲/۸۸	۰/۰۲۰	۷۳/۶۲
	باطله	۹۱	۳۶/۴	۴۲/۰۳	۱۶/۴۰	۲/۵۲	۲۶/۳۸
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۵۸	۷/۸۰	۰/۹۳	۱۰۰

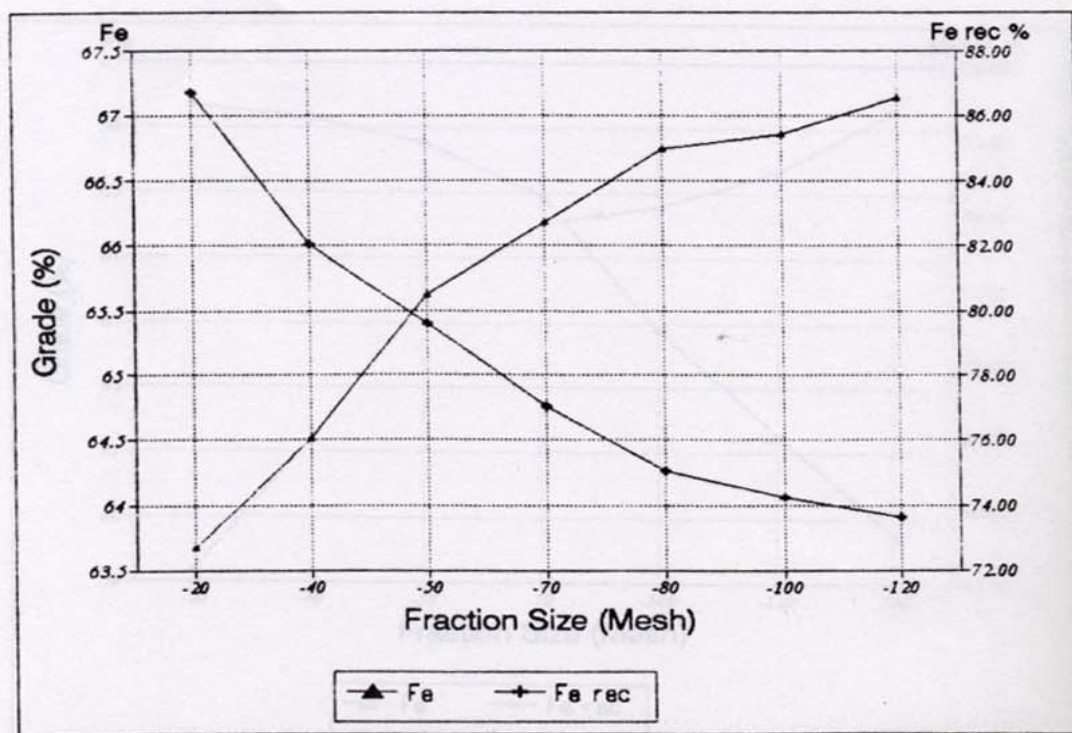
جدول ۸-۴ تغییر پارامتر دانه‌بندی در نمونه P_۲ برای تعیین دانه‌بندی مناسب

پارامترهای ثابت: سرعت گردش استوانه مغناطیسی = ۵۵ دور بر دقیقه
تعداد مراحل کلینر = یک مرحله
پارامتر متغیر: دانه‌بندی

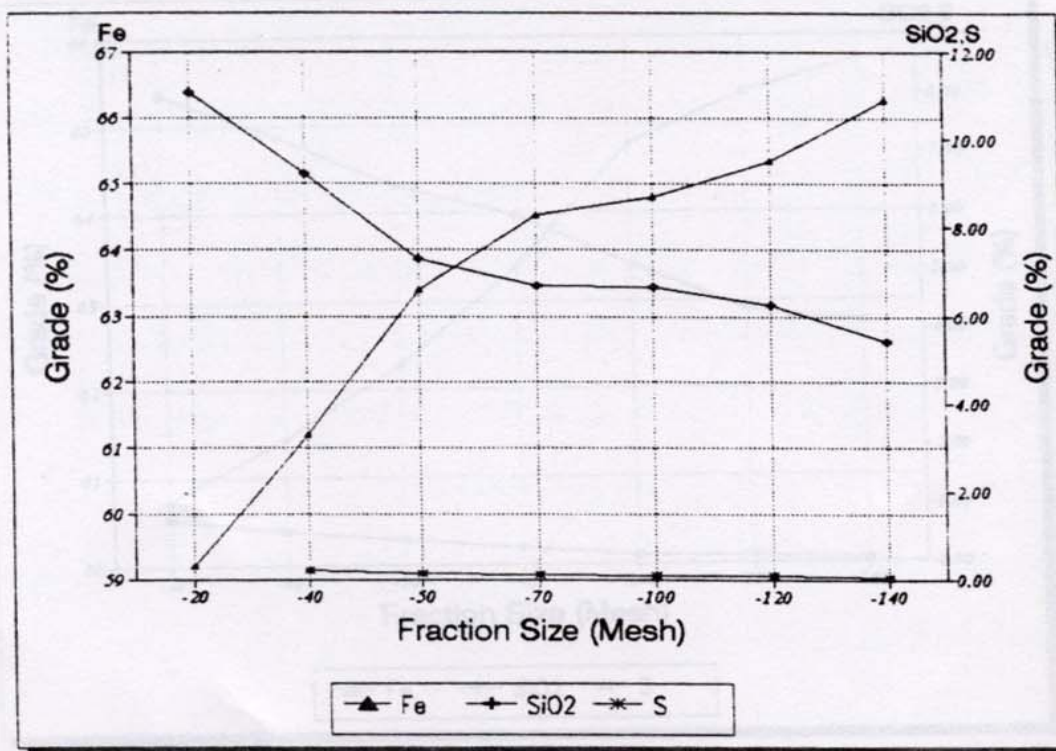
دانه‌بندی (K۱۰۰(مش)	محصول	وزن (گرم)	درصدوزنی %	Fe %	SiO _۲ %	S %	Fe _{rec} %
۲۰	کنسانتره	۱۲۰/۳	۴۸/۱۲	۵۹/۲	۱۱/۰۸	-	۷۳/۴۲
	باطله	۱۲۹/۷	۵۱/۸۸	۱۹/۸۸	۲۸/۷۴	-	۲۶/۵۸
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۴۰	کنسانتره	۱۱۶/۱	۴۶/۴۴	۶۱/۲	۹/۲	۰/۲۰	۷۳/۲۵
	باطله	۱۳۳/۹	۵۳/۵۶	۱۹/۳۸	۲۹/۸۱	۴/۰۳	۲۶/۷۵
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۵۰	کنسانتره	۱۱۱/۶	۴۴/۶۴	۶۳/۳۹	۷/۲۸	۰/۱۳	۷۲/۹۳
	باطله	۱۳۸/۴	۵۵/۳۶	۱۸/۹۷	۳۰/۶۹	۳/۹۶	۲۷/۰۷
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۷۰	کنسانتره	۱۰۸/۶	۴۳/۴۴	۶۴/۵۱	۶/۶۸	۰/۱۰۶	۷۲/۲۲
	باطله	۱۴۱/۴	۵۶/۵۶	۱۹/۰۵	۳۰/۶۵	۳/۹۰	۲۷/۷۸
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۱۰۰	کنسانتره	۱۰۵/۴	۴۲/۱۶	۶۴/۷۹	۶/۶۴	۰/۰۸۲	۷۰/۴۰
	باطله	۱۴۴/۶	۵۷/۸۴	۱۹/۸۶	۳۰/۱۵	۳/۸۳	۲۹/۶۰
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۱۲۰	کنسانتره	۱۰۲/۴	۴۰/۹۶	۶۵/۳۴	۶/۲۴	۰/۰۸۱	۶۸/۶۸
	باطله	۱۴۷/۶	۵۹/۰۴	۲۰/۳۹	۲۹/۹۵	۳/۷۵	۳۱/۳۲
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۱۴۰	کنسانتره	۹۹	۳۹/۶	۶۶/۲۷	۵/۴۲	۰/۰۳۶	۶۷/۶۴
	باطله	۱۵۱	۶۰/۴	۲۰/۷۹	۲۹/۹۶	۳/۷۰	۳۲/۳۶
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰
۱۷۰	کنسانتره	۹۷	۳۸/۸	۶۶/۵۵	۵/۳۳	۰/۰۳۵	۶۶/۵۵
	باطله	۱۵۳	۶۱/۲	۲۱/۲۱	۲۹/۶۹	۳/۶۵	۳۳/۴۵
	بار ورودی	۲۵۰	۱۰۰	۳۸/۸	۲۰/۲۴	۲/۲۵	۱۰۰



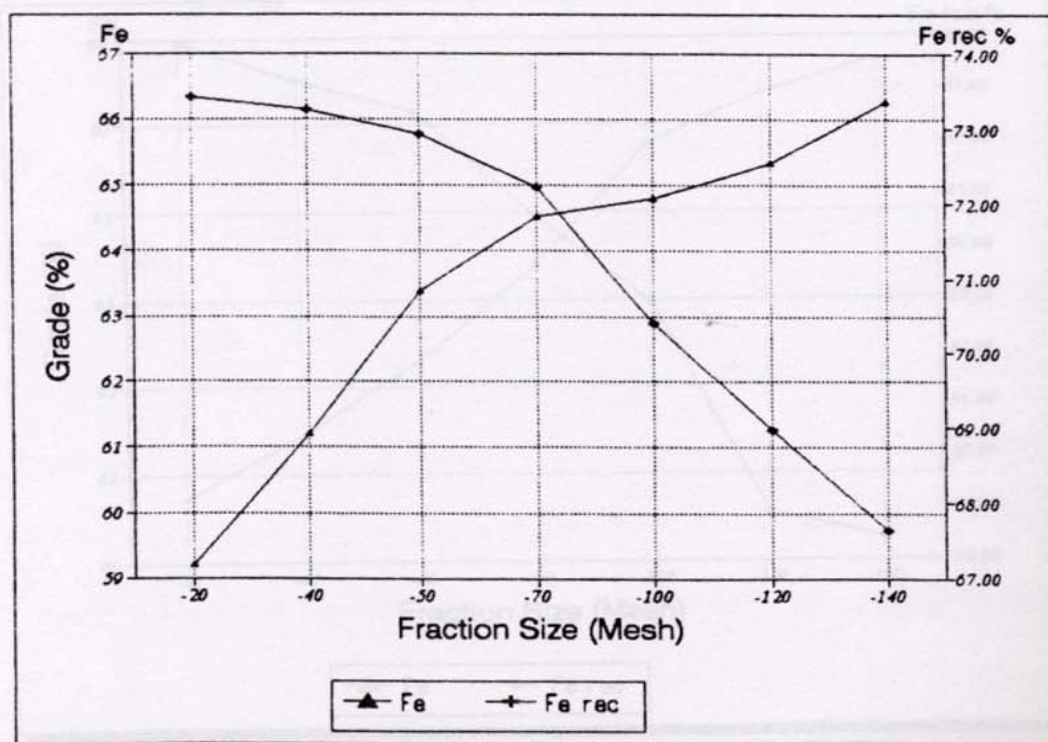
شکل ۴-۱۴ - عیار و بازیابی آهن در دانه‌بندی‌های مختلف (نمونه P1)



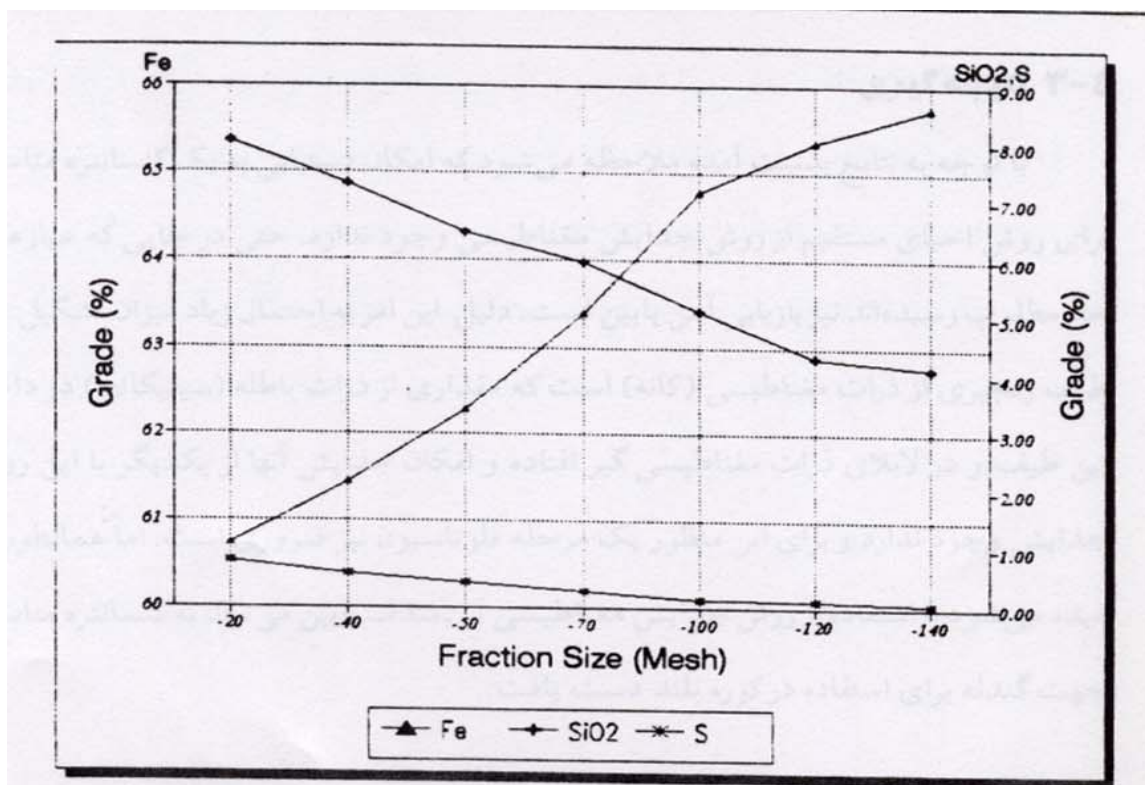
شکل ۴-۱۳ - تأثیر تغییر دانه‌بندی بر مشخصات کنسانتره مغناطیسی نمونه P1



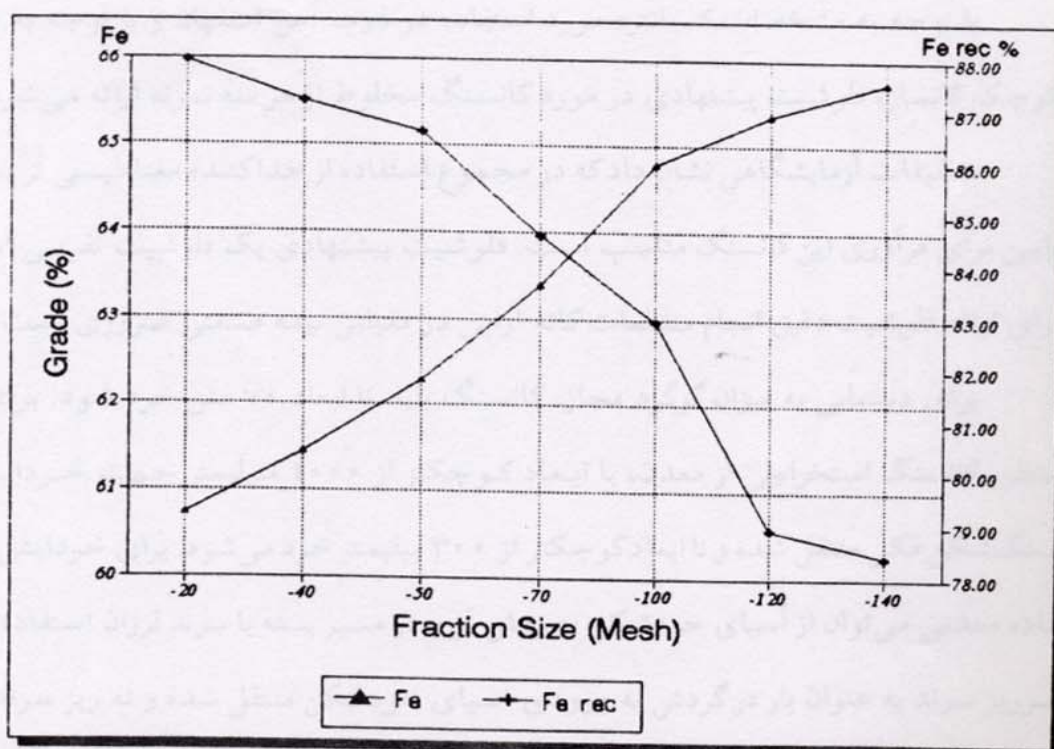
شکل ۴-۱۵ - تأثیر تغییر دانه‌بندی بر مشخصات کنسانتره مغناطیسی نمونه P2



شکل ۴-۱۶ - عیار و بازیابی آهن در دانه‌بندی‌های مختلف (نمونه P2)



شکل ۴-۱۷ - تأثیر تغییر دانه بندی بر مشخصات کنسانتره مغناطیسی نمونه P3



شکل ۴-۱۸ - عیار و بازیابی آهن در دانه بندی های مختلف (نمونه P3)

۳-۴ نتیجه گیری

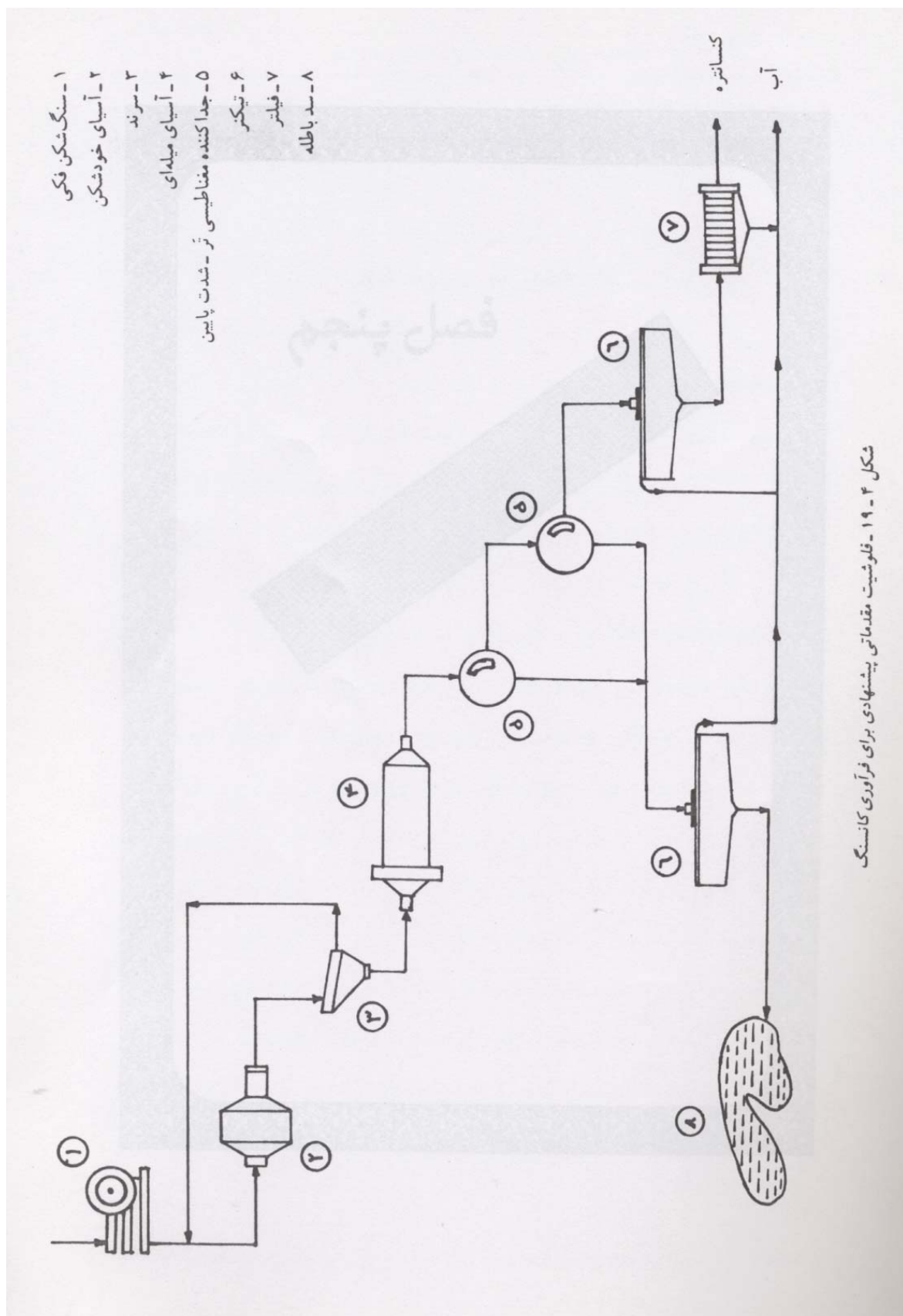
با توجه به نتایج بدست آمده ملاحظه می شود که امکان دستیابی به یک کنسانتره مناسب برای روش احیای مستقیم از روش جدایش مغناطیسی وجود ندارد. حتی در جایی که عیارها به حد مطلوب رسیده اند نیز بازیابی آهن پایین است. دلیل این امر به احتمال زیاد میزان تشکیل یک طیف زنجیری از ذرات مغناطیسی (کانه) است که مقداری از ذرات باطله (سیلیکاتها) در داخل این طیف و در لابلای ذرات مغناطیسی گیر افتاده و امکان جدایش آنها از یکدیگر با این روش جدایش وجود ندارد و برای این منظور یک مرحله فلوتاسیون نیز ضروری است. اما همانطور که دیده می شود با استفاده از روش جدایش مغناطیسی تر- شدت پایین می توان به کنسانتره مناسب جهت گندله برای استفاده در کوره بلند دست یافت.

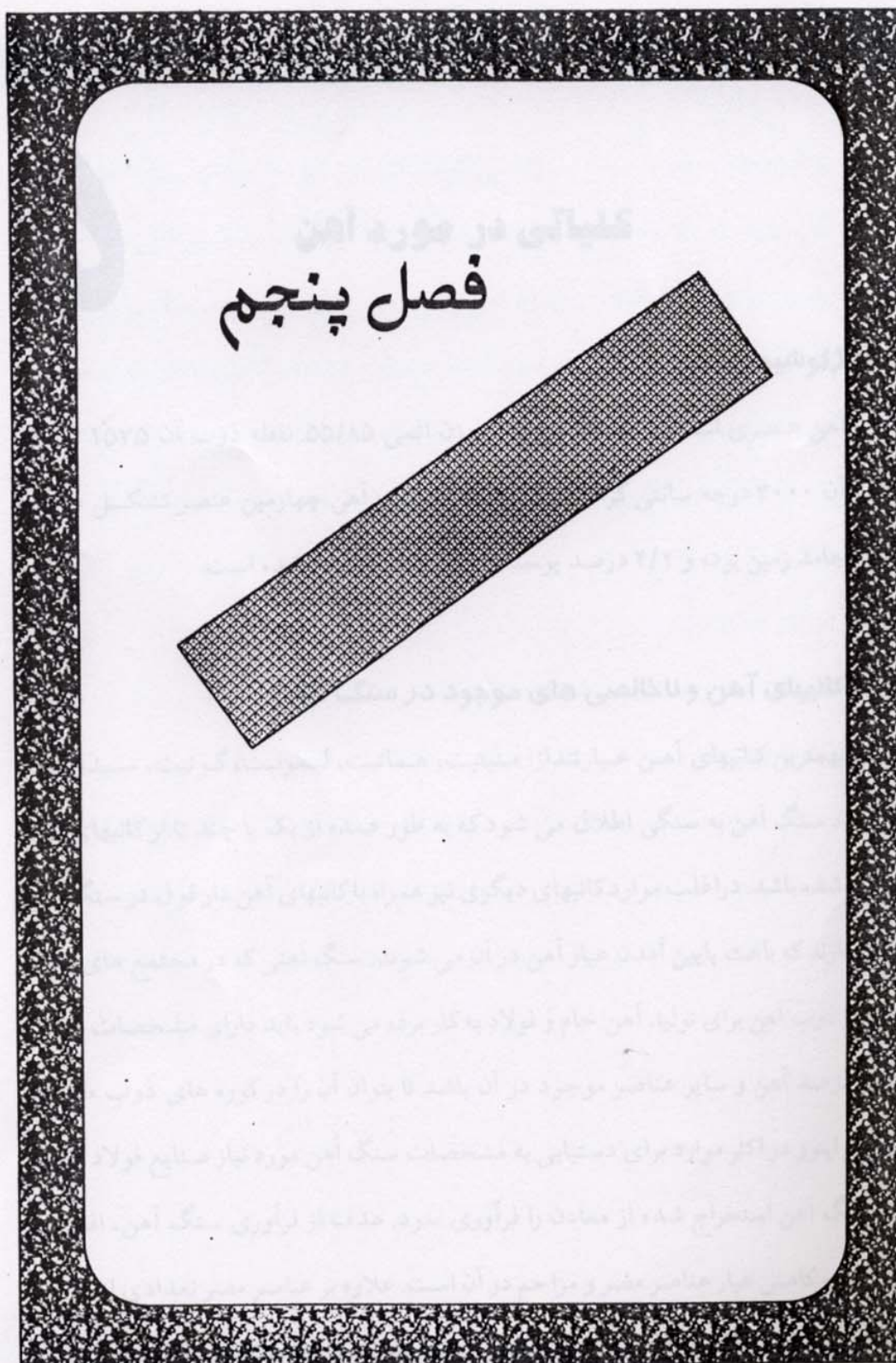
۴-۴ فلوشیت پیشنهادی مقدماتی برای فرآوری کانسنگ آهن بند نرگس

با توجه به مشخصات کنسانتره مورد استفاده در ذوب آهن اصفهان و با توجه به ذخیره کوچک کانسار، فلو شیت پیشنهادی در مورد کانسنگ مخلوط از هر سه نمونه ارائه می شود.

تحقیقات آزمایشگاهی نشان داد که در مجموع استفاده از جداکننده مغناطیسی تر- شدت پایین برای فرآوری این کانسنگ مناسب است. فلوشیت پیشنهادی یک فلوشیت تقریبی است و برای ارائه فلوشیت دقیق انجام مطالعات کانه آرای در مقیاس نیمه صنعتی ضروری است.

برای دستیابی به میزان گوگرد مجاز، کانسنگ باید تا ابعاد ۷۰مش خرد شود. برای این منظور کانسنگ استخراجی از معدن، با ابعاد کوچکتر از ۱۰۰۰ میلیمتر جهت خردایش به سنگ شکن فکی منتقل شده و تا ابعاد کوچکتر از ۳۰۰ میلیمتر خرد می شود. برای خردایش بیشتر ماده معدنی می توان از آسیای خودشکن به روش تر و در مسیر بسته با سرند لرزان استفاده نمود. سرریز سرند به عنوان بار در گردش به ورودی آسیای خودشکن منتقل شده و ته ریز سرند برای خردایش بیشتر به آسیای میله ای وارد شده و تا حد مورد نظر خرد می شود. مواد خرد شده سپس به عنوان خوراک جداکننده مغناطیسی تر- شدت پایین مورد استفاده قرار گرفته و کنسانتره بدست آمده یک مرحله کلینر را پشت سر گذاشته و سپس کنسانتره نهایی برای آبیگری به فیلتر هدایت می شود. باطله جداکننده های مغناطیسی نیز به سد باطله منتقل می گردد (شکل ۴-۱۹).





۵ کلیاتی در مورد آهن

۵-۱ ژئوشیمی آهن

آهن عنصری است با عدد اتمی ۲۶ و وزن اتمی ۵۵/۸۵ نقطه ذوب آن ۱۵۳۵ و نقطه جوش آن ۳۰۰۰ درجه سانتی گراد است. از نظر فراوانی، آهن چهارمین عنصر تشکیل دهنده پوسته جامد زمین بوده و ۴/۲ درصد پوسته از این عنصر تشکیل شده است.

۵-۲ کانیهای آهن و ناخالصی های موجود در سنگ آهن

مهمترین کانیهای آهن عبارتند از: منیتیت، هماتیت، لیمونیت، گوتیت، سیدریت و ایلمنیت، سنگ آهن به سنگی اطلاق می شود که به طور عمده از یک یا چند تا از کانیهای فوق تشکیل شده باشد. در اغلب موارد کانیهای دیگری نیز همراه با کانیهای آهن در سنگ آهن وجود دارند که باعث پایین آمدن عیار آهن در آن می شوند. سنگ آهنی که در مجتمع های فولاد سازی و ذوب آهن برای تولید آهن خام و فولاد به کار برده می شود باید دارای مشخصات معینی از نظر درصد آهن و سایر عناصر موجود در آن باشد تا بتوان آن را در کوره های ذوب مصرف نمود. از اینرو در اکثر موارد برای دستیابی به مشخصات سنگ آهن مورد نیاز صنایع فولاد سازی باید سنگ آهن استخراج شده از معادن را فرآوری نمود. هدف از فرآوری سنگ آهن، افزایش عیار آهن و کاهش عیار عناصر مضر و مزاحم در آن است. علاوه بر عناصر مضر تعدادی از عناصر نیز وجود دارند که اگر مقدار آنها از حد معینی فراتر نرود سبب بهبود کیفیت فولاد و یا بهبود وضعیت تولید آن می شوند. مهمترین مواد مفید و مضر موجود در سنگ آهن عبارتند از:

اکسید تیتانیوم (TiO_2)

تیتانیوم سبب بهبود خواص فولاد می گردد. البته وجود تیتانیوم در سنگ آهن حالت چسبندگی سرباره را بالا برده و سبب غلیظ شدن سرباره می گردد. به همین دلیل درجه قلیایی پایین تری در سرباره در نظر گرفته می شود که این امر سبب تغییر رژیم کار سرباره در کوره بلند می شود. مقدار زیاد تیتان سبب کاهش خاصیت

زیادی قابل حذف شدن است لیکن باید با اضافه نمودن سنگ آهک و یا بالا بردن مقدار CaO در آگلومرا ضمن بالا بردن درجه قلیایی سرباره، مقدار حجم سرباره را افزایش داد که سبب کاهش تولید می شود. در ضمن در صورت عدم دستیابی به گوگرد مجاز در چدن، باید در خارج از کوره بلند نیز عمل گوگرد زدایی را انجام داد. در بخش فولادسازی افزایش گوگرد باعث افزایش نیاز به دمش و افزایش مصرف سنگ آهک و در نتیجه افزایش سرباره می گردد. همچنین برای گوگرد زدایی باید سرباره گیری میانی انجام شود که باعث تلف شدن زمان می شود. سولفور موجود در سنگ آهن در حین پخت گندله به میزان ۷۰-۸۰ درصد سوخت و به گاز خروجی وارد می شود که سبب آلودگی هوای می گردد. از طرف دیگر میزان سولفور موجود در گندله پخته شده برای احیای مستقیم، بخصوص در روش میدرکس بای تحت کنترل باشد. در ضمن احیای گندله در کوره های احیا بخشی از گوگرد موجود در گندله وارد گاز احیاء می شود و چون این گاز در روش میدرکس به صورت گاز برگشتی، به رفورمر بازگردانده می شود گوگرد موجود در گاز راندمان رفورمر را به سبب غیر فعال نمودن کاتالیزورها کاهش می دهد [۱۲].

اکسیدهای قلیایی (Na_2O , K_2O)

میزان اکسیدهای قلیایی در سنگ آهن باید کمتر از ۰/۱ درصد باشد. وجود اکسیدهای قلیایی باعث کم شدن مقاومت مکانیکی گندله ها و متورم شدن آنها در حین احیا می گردد که در نتیجه سبب افزایش نرمه می شود. این اکسیدها در بوته کوره بلند اسکالاتی را بوجود می آورند. این اکسیدها باعث تشکیل جرم در بوته و در قسمت های ورودی کوره بلند می شوند و در عمر آنها تاثیر می گذارند و از طرفی باعث ازدیاد مصرف کک شده و راندمان تولید را کاهش می دهند. این اکسیدها می توانند تا حدی در حین کلوخه سازی و گندله سازی دفع شوند اما بر راندمان واحدهای گوگرد زدایی گاز خروجی تاثیر می گذارند [۱۲].

از دیگر عناصر مضر موجود در سنگ آهن می توان از فسفر، آرسنیک، قلع، سرب و روی نام برد که وجود آنها در سنگ آهن موجب کاهش کیفیت فولاد و یا اشکال در فرآیند تولید و افزایش هزینه های تولید می شود. از اینرو فرآوری کانسنگ های آهن جهت کاهش ترکیبات مضر موجود در آن نقش به سزایی در افزایش کیفیت فولاد تولید شده و نیز کاهش قابل توجه هزینه های تولید دارد. در جداول (۵-۱) و (۵-۲) مشخصات سنگ آهن یا کنسانتره آهن مورد مصرف در تعدادی از واحدهای فولادسازی کشور ذکر گردیده است.

امروزه کنسانتره های مورد استفاده در کوره بلند برای تولید فولادهای با کیفیت بالا، حداقل ۶۶ درصد آهن دارند و عناصر تشکیل دهنده سرباره آنها بسیار کم است. به علاوه عناصری که کیفیت فولاد را پایین می آورند می توانند در مقادیر بسیار جزئی در کنسانتره وجود داشته باشند جدول (۳-۵). از آنجا که در فرآیندهای احیای مستقیم حدبالایی سیلیس در

۳-۵ منابع و ذخایر جهانی و میزان تولید سالیانه سنگ آهن دنیا

منابع جهانی سنگ آهن بیش از ۸۰۰ میلیارد تن تخمین زده می شود که حاوی بیش از ۲۳۰ میلیارد تن آهن است. بیشتر ذخایر سنگ آهن دنیا در کشورهای شوروی سابق، برزیل، استرالیا، چین، کانادا، هند، آمریکا، سوئد و آفریقای جنوبی قرار دارد و عمده ترین تولیدکنندگان سنگ آهن دنیا نیز همین کشورها هستند. در جدول (۴-۵) میزان تولید سنگ آهن، ذخایر و ذخایر پایه این کشورها آورده شده است. اگر با توجه به خصوصیات فیزیکی و شیمیایی کانسنگ و معیارهای معین موجود برای فعالیت های معدنکاری و فرآوری مثل عیار، کیفیت، ضخامت و عمق ذخیره، یک حد یا مرز اقتصادی بودن برای ذخایر موجود در نظر گرفته شود منظور از ذخایر پایه در این جدول مجموع سه ذخیره زیر است:

- ۱- ذخایری که در بالای حد اقتصادی فوق قرار دارند یا ذخایر اقتصادی
- ۲- ذخایری که حول و حوش حد اقتصادی قرار دارند یا ذخایر مرزی از نظر اقتصادی
- ۳- ذخایری که زیر حد اقتصادی قرار دارند یا ذخایر غیر اقتصادی البته بخشی از این ذخیره جزو ذخایر پایه آورده می شود نه تمام آن. یعنی آن قسمت از این ذخیره که معیارهای آن فاصله زیادی از معیارهای حد مرزی اقتصادی بودن نداشته باشند زیرا در طول زمان ممکن است بر اثر عوامل چندی همچون بهبود تکنولوژی فرآوری یا افزایش قیمت کانسنگ این حد مرزی اقتصادی بودن تغییر نموده و بخشی از ذخایری را که در حال حاضر غیر اقتصادی هستند، اقتصادی نماید.

در جدول (۴-۵) آمارهای ارائه شده مربوط به سالهای ۱۹۹۲ و ۱۹۹۳ است و آمار مربوط به سال ۱۹۹۳ تخمینی هستند. اما در جدول (۵-۵) آمار تولید کشورهای مختلف جهان در سالهای ۱۹۹۳-۹۵ ذکر گردیده است.

جدول ۴-۵: میزان تولید سنگ آهن، ذخایر و ذخایر پایه کشورهای مختلف جهان [۱۴]
(ارقام به میلیون تن)

ذخایر سنگ آهن		تولید سنگ آهن		کشور
ذخایر پایه	ذخایر	۱۹۹۳	۱۹۹۲	
۲۵۰۰۰	۱۶۱۰۰	۵۵/۲	۵۵/۶	آمریکا
۲۸۰۰۰	۱۶۰۰۰	۱۲۰	۱۱۷/۲	استرالیا
۱۷۰۰۰	۱۱۱۰۰	۱۴۸	۱۴۶	برزیل
۲۶۰۰۰	۱۱۹۰۰	۳۵	۳۴/۱	کانادا
۹۰۰۰	۹۰۰۰	۲۰۰	۱۹۴	چین
۲۲۰۰	۲۲۰۰	۵	۵/۷	فرانسه
۱۲۰۰۰	۵۴۰۰	۵۵	۵۴	هند
۱۶۰۰	۹۰۰	۲	۱/۷	لیبریا
۷۰۰	۴۰۰	۱۰/۳	۱۰/۳	موریتانی
۹۳۰۰	۴۰۰۰	۲۹	۲۸/۲	آفریقای جنوبی
۴۶۰۰	۳۰۰۰	۲۰	۱۹/۳	سوئد
۷۸۰۰۰	۶۳۷۰۰	۲۰۰	۲۰۰	کشورهای شوروی سابق
۱۶۰۰۰	۷۴۰۰	۵۹/۷	۶۳/۷	دیگر کشورها
۲۳۰۰۰۰	۱۵۰۰۰۰	۹۴۰	۹۲۹/۸	مجموع

جدول ۵-۵: تولید سنگ آهن در کشورهای مختلف جهان طی سالهای ۱۹۹۳-۱۹۹۵ [۱۵]
(ارقام به میلیون تن)

کشور	۱۹۹۳	۱۹۹۴	۱۹۹۵
چین	۲۳۴	۲۴۰	۲۴۵
برزیل	۱۵۰	۱۶۸	۱۸۶
استرالیا	---	۱۲۸/۴	۱۴۲/۹
روسیه	---	۷۳/۲	۷۸/۳
اوکراین	---	---	۶۲
آمریکا	۵۶	۵۸	۶۲
هند	---	۵۶/۴	۵۸/۳
کانادا	۳۳/۲	۳۷	---
آفریقای جنوبی	---	---	۳۲
قزاقستان	---	۱۹/۷	۲۳
سوئد	۱۸/۷	۱۹/۹	۲۱/۶
ونزوئلا	۱۶/۹	۱۸/۳	۱۹/۵
موریتانی	۹/۷	۱۰/۳	۱۱/۵
ایران	۹	۸/۸	۹/۱
مکزیک	---	۵/۵	۵/۶
پرو	۳/۴	۴/۶	۳/۸
مصر	۲/۲	۳/۹	---
---	۲/۲	۲/۵	۲/۲
اتریش	۱/۴	۱/۷	---
فرانسه	۳/۶	۲/۴	۱/۵
اسلواک	۰/۹۲	۰/۸۷	۰/۸۲
مجموع	۹۱۶/۲	۹۵۳/۵	۱۰۰۷/۷

۴-۵ تولید جهانی آهن و فولاد

میزان تولید فولاد در کشورهای مختلف جهان در سالهای مختلف در جدول (۵-۶) آورده شده است. همانطور که مشاهده می شود تولید جهانی فولاد از سال ۱۹۹۰ تا سال ۱۹۹۲ دارای یک روند نزولی است اما پس از این سال مجدداً رشد آرامی را شروع نمود و در سال ۱۹۹۴ تولید جهانی فولاد خام به ۷۲۴ میلیون تن رسید [۱۶].

میزان مصرف تولیدات فولادی در جهان نیز در جدول (۵-۷) درج شده است. در این جدول پیش بینی مصرف فولاد جهان در سالهای ۱۹۹۷-۲۰۰۰ نیز آمده است که بیانگر روند صعودی در مصرف تولیدات فولادی در جهان است.

جدول ۵-۶ تولید فولاد جهان به ترتیب کشورها [۱۷]

(برحسب میلیون متریک تن ۱۹۹۲-۱۹۹۰)

ردیف	اسامی کشورهای جهان	سال ۱۹۹۰	سال ۱۹۹۱	پیش بینی ۱۹۹۲	درصد تغییرات سال‌های ۱۹۹۱ الی ۱۹۹۲
۱	کشورها مستقل مشترک المنافع	۱۵۴/۴	۱۳۲/۸	۱۱۱/۲e	(۱۶/۳)
۲	ژاپن	۱۱۰/۳	۱۰۹/۶	۹۸/۱	(۱۰/۵)
۳	ایالات متحده امریکا	۸۹/۷	۷۹/۷	۸۳/۲	۴/۳
۴	چین	۶۶/۳	۷۱	۸۰/۲e	۱۳
۵	آلمان *	۳۸/۴	۴۲/۲	۳۹/۸	(۵/۷)
۶	کره جنوبی	۲۳/۱	۲۶	۲۷/۸	۷/۱
۷	ایتالیا	۲۵/۵	۲۵/۱	۲۴/۸	(۱/۳)
۸	برزیل	۲۰/۶	۲۲/۶	۲۳/۹	۵/۷
۹	هندوستان	۱۵	۱۷/۱	۱۸/۱	۵/۸
۱۰	فرانسه	۱۹	۱۸/۴	۱۸	(۲/۶)
۱۱	انگلستان	۱۷/۸	۱۶/۵	۱۶/۱	(۲/۶)
۱۲	کانادا	۱۲/۳	۱۳	۱۳/۹	۷/۲
۱۳	اسپانیا	۱۲/۹	۱۲/۹	۱۲/۶	(۲/۵)
۱۴	چکسلواکی	۱۴/۹	۱۲/۱	۱۰/۹	(۹/۶)
۱۵	تایوان	۹/۷	۱۱	۱۰/۸	(۱/۵)
۱۶	بلژیک	۱۱/۴	۱۱/۳	۱۰/۳	(۸/۸)
۱۷	ترکیه	۹/۳	۹/۳	۱۰/۲	۹/۶
۱۸	لهستان	۱۳/۶	۱۰/۴	۹/۹e	(۵/۱)
۱۹	افریقای جنوبی	۸/۶	۹/۴	۹/۲	(۲/۲)
۲۰	مکزیک	۸/۷	۷/۹	۸/۴e	۵/۹
۲۱	کره شمالی	۷	۷	۷e	۰/۰
۲۲	استرالیا	۶/۷	۶/۱	۶/۹	۱۱/۸
۲۳	هلند	۵/۴	۵/۲	۵/۴	۴/۸
۲۴	رومانی	۹/۸	۷/۱	۵/۳	(۲۵/۱)
۲۵	سوئد	۴/۵	۴/۳	۴/۴	۲/۵
۲۶	اتریش	۴/۳	۴/۲	۳/۹	(۵/۷)
۲۷	ونزوئلا	۳	۳/۱	۳/۴e	۷/۹
۲۸	اندونزی	۲/۹	۳	۳/۱	۳/۳
۲۹	فنلاند	۲/۹	۲/۹	۳/۱	(۶/۵)
۳۰	لوگزامبورگ	۳/۶	۳/۴	۳/۱	(۹/۲)
۳۱	ایران	۱/۴	۲/۲	۲/۹	۳۳/۳
۳۲	آرژانتین	۳/۷	۳	۲/۷e	(۱۰/۳)
۳۳	مصر	۲/۲	۲/۶	۲/۵	(۱/۷)
۳۴	عربستان سعودی	۱/۸	۱/۸	۱/۹	۴/۷
۳۵	مجارستان	۲/۸	۱/۹	۱/۶	(۱۶/۴)
۳۶	سایر کشورها	۲۹/۴	۱۹/۸	۱۹/۷	(۰/۵)
جمع کل تولیدات جهان		۷۷۰	۷۳۵/۸	۷۱۴	(۳)

e: تخمین زد شده

p: پیش‌بینی شده

*: ارقام سال‌های ۱۹۹۱ و ۱۹۹۲ تولید آلمان شرقی سابق را نیز دربر دارد

منبع استخراج آمار: مؤسسه بین‌المللی آهن و فولاد

جدول ۵-۸: مهمترین کانسارها و معادن آهن ایران [۱۲]

نام معدن یا کانسار	میزان ذخیره (میلیون تن)	عیار آهن (درصد)
چغارت	۲۱۶	۵۷/۴۱
چادرملو	۴۰۰	۵۱/۰۲
سه چاهون	۱۱۸	۴۰/۵۳
زرند	۲۰۰	۴۵
سایر آنومالیهای بافق	۷۶۰	---
آنومالیهای نارینکان	۵	۳۶
گل گهر ۱	۱۸۵	۵۶-۶۵
گل گهر ۲	۴۰	---
گل گهر ۳	۷۰۰	---
گل گهر ۴ و ۵ و ۶	۲۱۰	---
شمس آباد	۴۸	۴۶
چاه گز	۲۳۰	۵۱/۰۲

۵-۶ تولید آهن و فولاد ایران

ظرفیت تولید فولاد کشور از ۱/۳ میلیون تن در سال ۱۳۶۸ به حدود ۶ میلیون تن در سال ۱۳۷۵ افزایش یافته است و قرار است با اجرای طرحهای بهینه سازی و توسعه واحدهای تولید فولاد، ظرفیت تولید فولاد کشور در سالهای آتی به ۱۲ میلیون تن در سال برسد.

با دستیابی به دانش فنی در ذوب آهن، میزان ارزبری تولید هر تن فولاد در سال ۷۴ به ۸۹ دلار و در سال ۷۵ به کمتر از ۶۰ دلار رسیده است. در حالی که در آغاز اجرای برنامه اول اقتصادی کشور این میزان ۱۸۷ دلار بود. میانگین رشد فولاد ایران در هفت سال گذشته (۱۳۷۴ - ۱۳۶۸) به ۲۲ درصد رسید. ارزش افزوده فولاد در صنایع کشور از ۵/۴ درصد در سال ۱۳۶۸ به ۱۰ درصد در سال ۷۴ رسید. میزان استفاده از ظرفیت تولید فولاد کشور از ۴۵ درصد در هنگام شروع برنامه اول به ۹۰ درصد در حال حاضر (۱۳۷۵) رسیده است که بهره برداری بهتر از امکانات تولید فولاد را میسر نموده است. راه اندازی مجتمع های استخراج و تغلیظ سنگ آهن و تولید کنسانتره آهن در معادن سنگ آهن گل گهر، چغارت و چادرملو تأثیر به سزائی در شکوفائی صنعت فولاد سازی، کاهش اتکا این صنعت به مواد اولیه وارداتی، تقلیل هزینه های ارزی تولید فولاد و دستیابی به دانش فنی تغلیظ، ذوب و شکل دهی فلزات داشته است.

تولید فولاد کشور از آغاز اجرای نخستین برنامه پنج ساله توسعه اقتصادی کشور تا پایان سه ماهه اول سال ۱۳۷۵ به حدود ۲۴/۵ میلیون تن رسید. بر اساس پیش بینی شرکت ملی فولاد ایران تا سال ۱۳۸۹ تولید فولاد کشور به حدود ۱۸ میلیون تن در سال خواهد رسید که بخش قابل توجهی از آن به بازارهای جهانی صادر خواهد شد.

طرحهای فولاد قشم، خراسان، کردستان، کرمان، آذربایجان و طرحهای توسعه ذوب آهن اصفهان، فولاد خوزستان و فولاد مبارکه از برنامه هایی است که افزایش توان تولید فولاد و صدور محصولات فولادی را در آینده میسر می سازد [۱۸].

فهرست منابع به ترتیب استفاده در متن

- ۱- رجبی، عطاء اله؛ مطالعات اکتشافی و زمین شناسی اقتصادی به منظور ارزیابی مقدماتی کانسار آهن بند نرگس بادرود
پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دانشکده مهندسی معدن و متالورژی:
بهار ۱۳۷۵.
- ۲- فروزانفر، رامین؛ پتانسیل یابی و مطالعات مغناطیس سنجی زمین در منطقه بند نرگس بادرود.
پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دانشکده مهندسی معدن و متالورژی
بهار ۱۳۷۵.
- 3- V.I. Smirnov
Studies of Mineral Deposits, Moscow, Mir Publication, 1983.
- ۴- کریمپور، محمد حسن؛ زمین شناسی اقتصادی کاربردی، انتشارات جاوید، ۱۳۶۸
- ۵- سحنی پاک، علی اصغر؛ نمونه برداری معدنی، مؤسسه انتشارات دانشگاه تهران، ۱۳۷۱.
- ۶- ابوزید، ا.ز.م.؛ آزمایش های کانه آرای، ترجمه منوچهر اولیازاده، مرکز انتشارات
صنعت فولاد، ۱۳۷۲ .

7- Jones, Meuring P.

Applied Mineralogy, A Quantitative Approach

Graham & Trotman, London, 1987. (P.78-79)

8- Mineral Processing Plant Design

۹- نعمت اللهی، حسن: کانه آرائی، مؤسسه انتشارات و چاپ دانشگاه تهران، ۱۳۷۱.

۱۰- گزارش اقتصادی و بازرگانی صادرات سنگ آهن دنیا و معدن سنگ آهن چغارت بافق ایران

تهیه و تنظیم: شرکت خدمات بازرگانی فولاد یاران، آذر ۱۳۶۶.

۱۱- ابریشمی، سید محمد: بررسی علمی و فنی آرایش سنگ آهن معدن چادر ملو ایران برای مصرف در صنایع فولاد ایران.

پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دانشکده مهندسی معدن. بهار، سال ۱۳۶۸.

۱۲- جعفری، محمد قربان: گزارش درباره سنگ آهن بند نرگس، سال ۱۳۷۳

۱۳- مرتینز، ای، تکنولوژیهای نوین کانه آرائی سنگ آهن، مجله معادن و فلزات شماره ۴، بهار سال ۱۳۷۰، ترجمه احمدنیا (صفحه ۴۹-۴۱)

14- Mineral Commodity Summaries

U.S. Bureau of Mines, 1994

15- Mining Annual Review

Published by Mining Journal LTD, London, July 1996.

۱۶- ماهنامه فولاد، شماره ۲۲، سال دوم، دی ۱۳۷۵

مقاله بازار جهانی گندله، ترجمه و تدوین: باقر دزفولی

۱۷- مجله معادن و فلزات، شمار ۵۴-۵۲ (صفحه ۶۱)

۱۸- ماهنامه فولاد، شماره ۲۳، سال دوم، بهمن ۱۳۷۵ (صفحه ۵۷-۵۴)

۱۹- مجله معادن و فلزات، شماره ۵۱-۵۰ (صفحه ۵۵)