

## موازنه جرم و عیب‌یابی مدار فرآوری سرب و روی کوشک

قاسم حیدری<sup>۱</sup>، جواد وظیفه مهربانی<sup>۲\*</sup>، بهنام باقری<sup>۱</sup>

۱- کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن، گروه فرآوری مواد معدنی، دانشگاه صنعتی سهند، تبریز  
۲- استادیار، دانشکده مهندسی معدن، گروه فرآوری مواد معدنی، دانشگاه صنعتی سهند، تبریز

(دریافت ۱۳/۰۸/۱۳۹۷، پذیرش ۱۰/۱۱/۱۳۹۷)

### چکیده

در این مطالعه، برای دستیابی به شرایط عملیاتی مناسب و بهبود وضعیت مدار فلوتاسیون سرب و روی کارخانه فرآوری کوشک (در هنگام بازیابی پایین)، عملکرد مدار فلوتاسیون در هر قسمت با انجام نمونه‌برداری‌های لازم و تحلیل نتایج حاصل، مورد بررسی قرار گرفت. به دلیل نبود دبی‌سنج در کارخانه برای مشخص کردن دبی‌های مجهول از موازنه جرمی استفاده شد. بر اساس نتایج حاصل از نمونه‌برداری مشخص شد هدرروی سرب و روی در مرحله پیش‌فلوتاسیون به ترتیب ۶ و ۱۰ درصد است، مکانیزم غالب هدرروی به صورت دنباله‌روی است که در این بخش علاوه بر استفاده از بازداشت‌کننده مناسب، توجه به درصد جامد و انجام شست‌وشوی بخش شناور شده، می‌تواند در کاهش هدررفت سرب و روی موثر باشد. با مقایسه مواد شیمیایی مصرفی در مدار، این نتیجه حاصل شد که در برخی از نمونه‌برداری‌ها با وجود مصرف بالای مواد شیمیایی نسبت به نمونه‌هایی که مصرف مواد کمتر داشتند، بهبودی در عیار و بازیابی‌ها مشاهده نشد و بازیابی سرب عمدتاً زیر ۵۰ درصد بود و بازیابی روی از ۶۲ درصد تجاوز نکرد، که این امر بهینه‌سازی مواد شیمیایی را از نظر مصرف، توزیع و یا جایگزینی ضروری می‌سازد. نتایج آنالیزها نشان داد که عیار روی در کنسانتره نهایی سرب و همچنین عیار سرب و آهن در کنسانتره نهایی روی بالاست. با توجه به نتایج حاصل، استفاده از بازداشت‌کننده مناسب، کلکتورهای انتخابی‌تر، توزیع مناسب مواد شیمیایی مصرفی و بهینه‌سازی خردایش پیشنهاد شد.

### کلمات کلیدی

مدار فلوتاسیون، نمونه‌برداری، موازنه جرم، عیب‌یابی.

## ۱- مقدمه

موازنه جرم مدارهای ساده با استفاده از معادلات ساده (برابری مقدار مواد ورودی و خروجی) انجام می‌گیرد ولی موازنه جرم مدارهای پیچیده با ساده‌سازی و تبدیل آن به چند مدار ساده با ارتباط منطقی انجام می‌شود. در چنین مدارهایی، معمولاً جریان‌های متعددی برای نمونه‌برداری در دسترس است. در این شرایط، با توجه به اینکه اندازه‌گیری تک تک پارامترهای عملیاتی در کلیه جریان‌ها به لحاظ دسترسی امکان‌پذیر نیست یا به لحاظ اقتصادی و زمانی مقرون به صرفه نیست باید به روشی پارامترهای مورد نظر در برخی جریان‌ها را با استفاده از حداقل تعداد نمونه‌برداری، محاسبه کرد [۴،۳]. مدار هر کارخانه فرآوری را می‌توان به یک سری گره تبدیل کرد که در آن‌ها جریان‌ها به یکدیگر می‌پیوندند و یا از هم جدا می‌شوند. گره‌های ساده‌ای که از یک ورودی و دو خروجی تشکیل شده‌اند را جداکننده و گره‌هایی که از دو ورودی و یک خروجی تشکیل شده‌اند را مخلوط‌کننده یا ترکیب‌کننده می‌نامند [۵]. اشمیت و فرو [۶] نشان دادند که چنانچه وزن مواد در یک مسیر با تعداد مشخص جریان ورودی (خوراک: F) و تعداد گره‌های جداکننده ساده (S) معلوم باشد، حداقل تعداد مسیریابی (N) که لازم است از آن‌ها نمونه‌برداری شود تا بتوان موازنه مواد در کل مدار را تعیین کرد برابر است با:

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

تعیین تعداد گره‌ها و نوع آن‌ها در مدارهای ساده، آسان است ولی در مدارهای پیچیده و صنعتی که از چندین گره مرکب (دارای بیش از سه جریان) تشکیل شده‌اند، کاری دشوار و با خطای بسیار همراه است. برای نشان دادن ارتباط میان گره‌های تشکیل‌دهنده هر مدار، می‌توان از روش فیری استفاده کرد [۷]. وی برای نشان دادن ارتباط جریان‌های یک مدار، از روش تشکیل ماتریس استفاده کرد که به آن ماتریس ارتباط گفته می‌شود. بدین ترتیب که ارتباط بین جریان‌های یک مدار با n گره و b جریان را می‌توان با یک ماتریس (C) با n ردیف و b ستون نشان داد که درایه  $C_{ij}$  ام این ماتریس به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$C_{ij} = \begin{cases} +1 & \text{برای جریان } j \text{ که به گره } i \text{ وارد می‌شود.} \\ -1 & \text{برای جریان } j \text{ که از گره } i \text{ خارج می‌شود.} \\ 0 & \text{برای جریان } j \text{ که در گره } i \text{ ظاهر نمی‌شود.} \end{cases}$$

در کارخانه‌های فرآوری مواد معدنی، کنترل عملیات فرآوری برای دستیابی به شرایط عملیاتی بهتر، بهبود وضعیت کارخانه و ارتقا سطح بهره‌رویی، تنها از طریق ارزیابی عملکرد دستگاه‌ها و آگاهی از نحوه توزیع مواد در قسمت‌های مختلف مدار امکان‌پذیر است. بدین منظور، ابتدا از بعضی از جریان‌های مدار، اطلاعاتی مانند عیار فلز یا کانی، درصد جامد و توزیع دانه‌بندی مواد جمع‌آوری می‌شود؛ سپس بر روی این داده‌ها یک سری محاسبات انجام می‌گیرد تا پارامترهای مربوط به جریان‌های نمونه‌برداری نشده محاسبه شوند، پارامترهای اندازه‌گیری شده که خطا دارند، تصحیح شوند و نرخ‌های جریان که عموماً غیر قابل اندازه‌گیری‌اند، تخمین زده شوند. به مجموعه این محاسبات که برای تعیین مقادیر پارامترهای مجهول در جریان‌های یک مدار با استفاده از داده‌های معلوم و بر اساس قوانین بقای جرم انجام می‌شود، موازنه جرم می‌گویند [۱].

موازنه جرم، در مواردی مطرح می‌شود که امکان نمونه‌برداری از تمامی جریان‌ها وجود ندارد و تنها تناژ برخی از جریان‌ها معلوم است؛ بنابراین با استفاده از عیار جریان‌های قابل نمونه‌برداری و تناژ یا دبی جریان‌های معلوم، ماتریس موازنه جرم تشکیل می‌شود و تناژ یا دبی جریان‌های مجهول، با استفاده از روابط ریاضی و حل ماتریس به دست می‌آید [۲]. برای اینکه یک مساله موازنه جرم قابل حل باشد و بتوان تمام نرخ‌های جامد را محاسبه کرد باید سه شرط زیر به طور همزمان برقرار باشد [۱]:

- شرط حداقل داده‌ها: یعنی باید علاوه بر معلوم بودن نرخ جامد یک جریان مرجع، حداقل N جریان نمونه‌برداری و آنالیز شده باشد که در آن N از فرمول اشمیت حساب می‌شود.

- شرط حداقل معادلات: در مداری که شامل b جریان و n گره است باید بتوان با استفاده از داده‌های عیاری موجود، حداقل b-n معادله بقای جرم فلز نوشت. به همین دلیل باید حداقل b-n گره آزاد باشد (دارای ورودی و خروجی مناسب و عیارسنجی شده باشد).

- مستقل بودن معادلات موازنه جرم: n معادله موازنه جامد و b-n معادله موازنه فلز باید استقلال خطی داشته باشند به عبارتی معادلات موازنه فلز را بر روی گره‌هایی باید نوشت که شرایط استقلال معادلات تحقق یابد، بنابراین نمونه‌برداری از نقاط مناسب مدار باید انجام شود.

## ۲- مواد و روش‌ها

## ۲-۱- مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری کوشک یزد

مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری کوشک یزد شامل پیش‌فلوتاسیون (برای حذف کربن آلی)، فلوتاسیون سرب (رافر، کلینر و اسکونجر)، فلوتاسیون روی (رافر، کلینر و اسکونجر)، آبگیری از محصول و در نهایت، سد باطله است. ذرات کوچک‌تر از ۷۵ میکرون به وسیله هیدروسیکلون جدا می‌شوند و به ابتدای خط پیش‌فلوتاسیون (شیل‌گیری) که دارای ۱۰ سلول در دو بانک به ترتیب ۴ و ۶ سلول انتقال می‌یابند (شکل ۱). به علت آبران بودن نرمه‌های شیل، فلوتاسیون در مرحله پیش‌فلوتاسیون به صورت معکوس انجام می‌شود، یعنی بخش شناور شده این مرحله به صورت مستقیم به باطله نهایی انتقال می‌یابد. ته‌ریز قسمت شیل‌گیری به بانک آماده‌سازی مدار سرب منتقل می‌شود. پس از آماده‌سازی، پالپ وارد سلول‌های رافر سرب به تعداد ۱۴ سلول در دو بانک به ترتیب ۶ و ۸ سلول شده تا در این قسمت، گالن از سایر مواد جدا شود و اسفالریت و پیریت، بازداشت شوند. برای بالا بردن عیار سرب به دست آمده از بخش رافر، از سلول‌های کلینر استفاده می‌شود. تعداد سلول‌های کلینر، ۱۲ عدد است که به ترتیب در کلینر اول، ۵ سلول، در کلینر دوم، ۴ سلول و در کلینر سوم، ۳ سلول وجود دارد. پالپ کنسانتره سرب به تیکنر سرب و از آنجا به استخرهای سرب، برای تبخیر آب موجود در آن، هدایت می‌شود. باطله سلول‌های رافر سرب به بخش اسکونجر سرب فرستاده می‌شود. هدف از سلول‌های اسکونجر، جلوگیری از افت بازیابی سرب در خط فلوتاسیون است. تعداد سلول‌ها در این بخش، ۶ عدد است. باطله مدار فلوتاسیون سرب به بانک‌های آماده‌سازی بخش فلوتاسیون روی منتقل می‌شود. پالپ پس از آماده‌سازی، وارد سلول‌های رافر روی می‌شود. سلول‌های رافر روی ۱۸ عدد در سه بانک به ترتیب ۶، ۸ و ۴ سلول است. در سلول‌های کلینر روی، هدف افزایش عیار روی با کمترین مقدار آهن است. تعداد سلول‌های کلینر روی، ۲۰ عدد است که ۸ عدد در کلینر اول، ۶ عدد در کلینر دوم و ۶ عدد در کلینر سوم قرار دارد. ابعاد ذرات شناور شده در مرحله کلینر، کوچک‌تر از ۷۵ میکرون است. ته‌ریز کلینر اول روی همراه با کنسانتره اسکونجر اول روی وارد هیدروسیکلون می‌شود. بخش سرریز هیدروسیکلون با ابعاد کوچک‌تر از ۳۸ میکرون، وارد بانک آماده‌سازی می‌شود و بخش ته‌ریز آن نیز

در ماتریس ارتباطی مجموع درایه‌های هر ستون ۱+، ۰ و یا ۱- است. مجموع اعداد هر ستون اگر برابر ۱+ باشد، نشان‌دهنده جریان خوراک ( $F$ )، ۱- جریان محصول ( $P$ ) و ۰ جریان داخلی ( $I$ ) در مدار است.

برای یک مدار با  $n$  گره، تعداد گره‌های ترکیب‌کننده ساده ( $J$ ) و جداکننده ساده ( $S$ ) نیز به ترتیب با استفاده از روابط ۲ و ۳ و تعداد اعداد مثبت ( $n_p$ ) و اعداد منفی ( $n_n$ ) در گره‌ها محاسبه می‌شود [۷]:

$$J = \sum_{i=1}^n n_{pi} - 1 \quad (2)$$

$$S = \sum_{i=1}^n n_{ni} - 1 \quad (3)$$

از ماتریس ارتباطی برای تعیین معادلات خطی به منظور حل و مشخص کردن دبی‌های مجهول استفاده می‌شود، بدین ترتیب که برای یک مدار با  $n$  گره و  $b$  جریان،  $n$  معادله موازنه جرم حول گره‌ها نوشته می‌شود که ماتریس  $W_{ij}$ ، ماتریس متناظر این روابط است (رابطه ۴)

$$W_{ij} = C_{ij} \times B_j \quad (4)$$

که در آن:

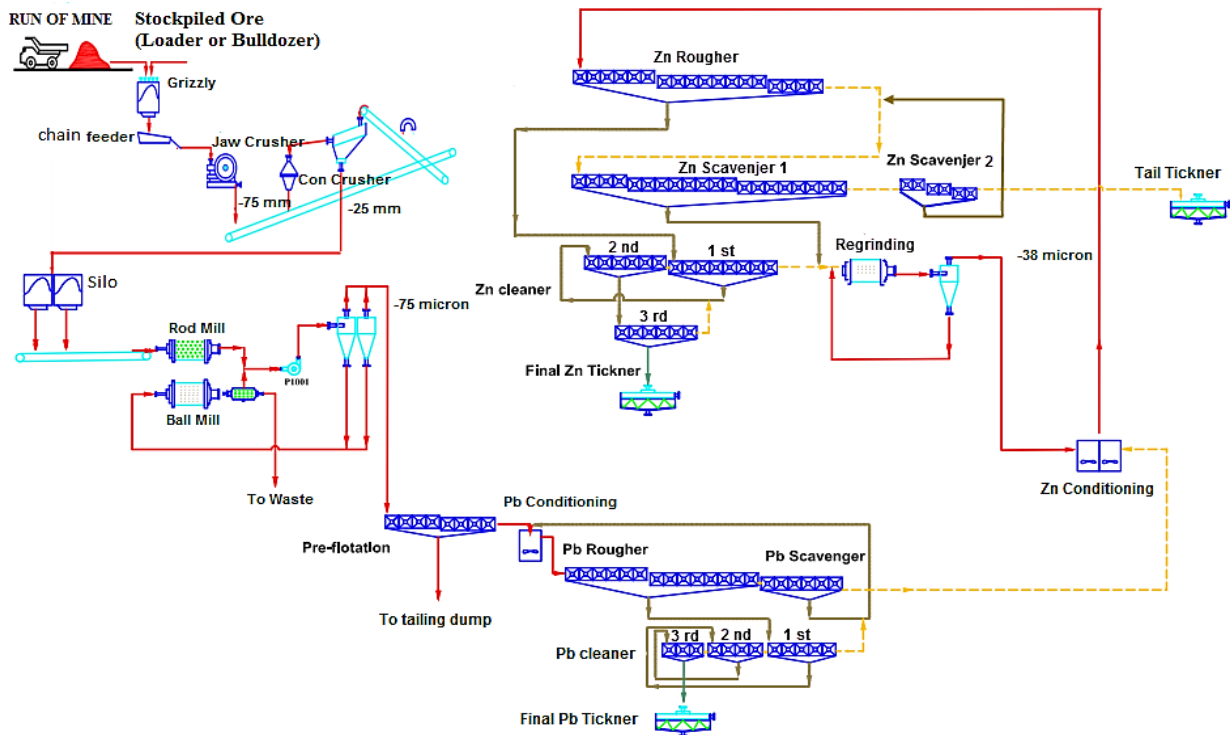
$B_j$ : دبی جرمی جامد مواد در جریان  $j$  است.  
 $b-n$  معادله موازنه جزء نظیر عیار، درصد آنالیز سرند، رقت و نظایر آن حول گره‌های آزاد نوشته می‌شود که ماتریس  $A_{ij}$ ، ماتریس متناظر این روابط است (رابطه ۵):

$$A_{ij} = C_{ij} B_j a_j \quad (5)$$

که در آن:

$a_j$ : تعداد جزء نظیر عیار، درصد آنالیز سرند، رقت و نظایر آن در جریان  $j$  است.

برای عیب‌یابی مدار و بررسی بازیابی در قسمت‌های مختلف مدار، دبی‌های ورودی و خروجی‌ها در هر قسمت مورد نیاز است که این کار با انجام نمونه‌برداری و موازنه جرم مدار انجام می‌شود. در این مطالعه برای دستیابی به شرایط عملیاتی بهتر و بهبود وضعیت کنونی مدار فلوتاسیون سرب و روی کارخانه فرآوری کوشک، عملکرد مدار فلوتاسیون در هر قسمت با انجام نمونه‌برداری‌های لازم و موازنه جرمی مدار (در زمان بازیابی پایین کارخانه) بررسی شد.



شکل ۱: فلوشیت کارخانه فرآوری سرب و روی کوشک

- ظرفیت ظروف نمونه برداری باید به صورتی بود که در هنگام نمونه برداری یک برداشت بیش از  $\frac{3}{4}$  حجم ظروف پر نشود تا خطر سرریز شدن برای یک مرحله نمونه گیری پیش نیاید.  
- دهانه ورودی حداقل ۴ برابر بزرگتر از قطر درشت ترین دانه های موجود در پالپ بود.  
برای نمونه برداری از مدار فلوتاسیون از نمونه گیرهای دستی موجود در شکل ۲ استفاده شد.

با آسیای خردایش مجدد به صورت مدار بسته خرد می شود تا ابعاد آن نیز کوچک تر از ۳۸ میکرون شود. باطله سلول های رافر وارد سلول های اسکونجر اول روی به تعداد ۱۸ عدد در سه بانک ۴، ۶ و ۸ سلول می شود که چهار سلول اول آن بستگی به نوع سنگ، جنس سنگ و عیار سنگ در بعضی مواقع می تواند ادامه رافر قرار گیرد. برای افزایش بازایی روی، باطله بخش اسکونجر اول وارد سلول های اسکونجر دوم به تعداد ۶ سلول می شود.

## ۲-۲- نمونه برداری

با توجه به اینکه مدار فلوتاسیون شیر نمونه گیر و فلومتر ندارد، در این تحقیق، برای نمونه برداری از پالپ از نمونه گیر دستی استفاده شد. شرایط نمونه برداری در زیر اشاره شده است [۸]:

- نمونه گیرهای دستی طوری در مسیر جریان پالپ قرار داده شدند که سطح دهانه آنها عمود بر جریان بود.
- حرکت آن تا حد ممکن یکنواخت و در یک جهت انجام شد.
- نمونه گیر تمام عرض جریان پالپ را پوشش می داد.



شکل ۲: نمونه گیرهای دستی، (الف) برای پالپ های با سرعت کم و (ب) ساکن، (ب) برای پالپ های جاری با سرعت بالا

## ۲-۳- تعیین تعداد حداقل نقاط نمونه‌برداری

به دلیل نبود دبی‌سنج در معدن برای مشخص کردن دبی‌های مجهول از موازنه جرمی استفاده شد. به طور کلی، برای حل موازنه جرم مدار فلوتاسیون باید داده‌ها کافی و مناسب باشد، یعنی امکان نمونه‌برداری از حداقل نقاط لازم و همچنین مناسب برای محاسبه نرخ‌های تمام جریان‌ها باشد [۱]. به همین منظور، مدار به صورت گره و شاخه در آورده شد (شکل ۳) و سپس ماتریس ارتباطی مدار (ماتریس ۱) تشکیل و با توجه به شکل ۳ و رابطه ۳، تعداد گره‌های جداکننده ساده محاسبه شد ( $S=10$ ) و با استفاده از رابطه ۱، حداقل تعداد نقاط نمونه‌برداری، ۲۱ نقطه تعیین شد.

$$N=2(F+S)-I=2(1+10)-1=21$$

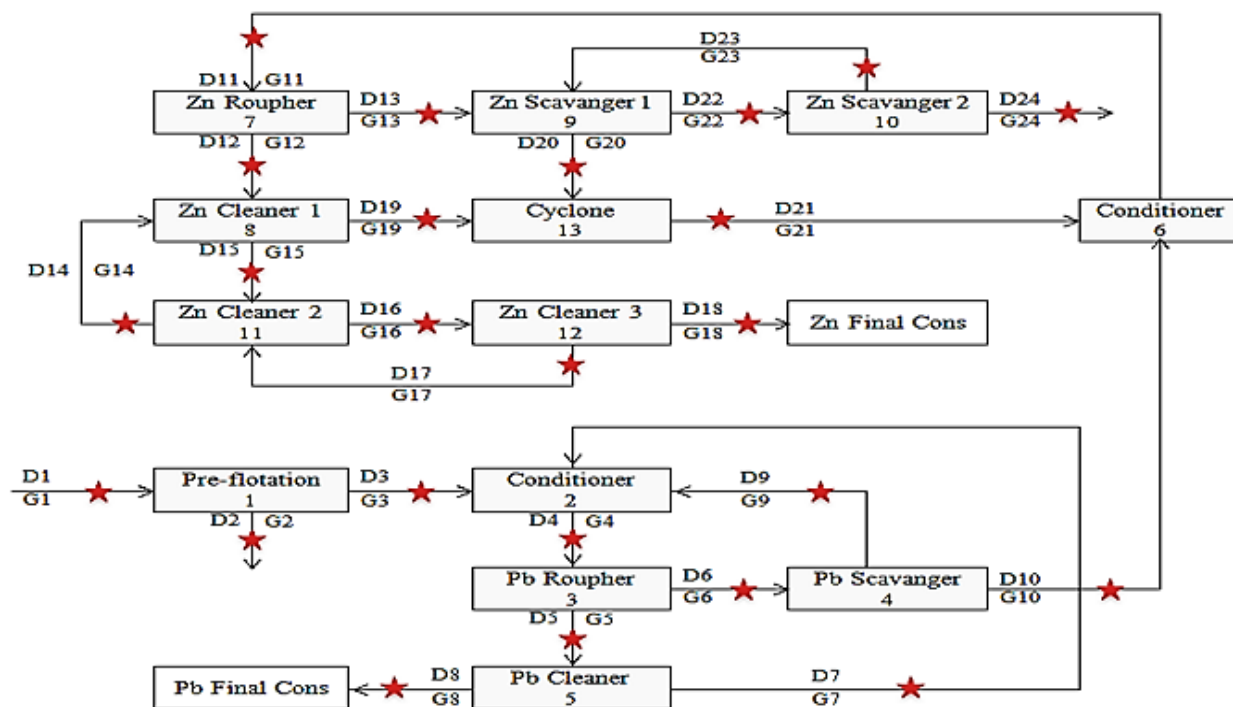
ستاره‌های مشخص شده در شکل ۳ مربوط به نقاط نمونه‌گیری است. با توجه به اینکه امکان نمونه‌گیری از باطله‌های کلینره‌های ۲ و ۳ مدار سرب وجود نداشت، ۳ کلینر مدار سرب را به صورت یک گره در نظر گرفته شد. در کل مدار، ۱۰ گره جداکننده ساده و ۷ گره ترکیب‌کننده وجود دارد

ولی برای سادگی و کوتاهی معادلات، گره‌های ترکیب‌کننده به جز سه گره ترکیب‌کننده ۲، ۶ و ۱۳ که در خود کارخانه ماهیت فیزیکی داشتند (تانک‌های آماده‌ساز و مخزن پمپ سیکلون) در شکل ۳ آورده نشدند.

## ۲-۴- تعیین وزن نمونه‌ها

برای محاسبه وزن نمونه‌ها، متوسط توزیع دانه‌بندی هر یک از سه جریان خوراک، کنسانتره نهایی و باطله نهایی از طریق انجام آنالیز سرنده بر روی چندین نمونه از قبل تهیه شده مشخص شد. سپس از طریق فرمول  $[9]$  Gy و با فرض دانسیته میانگین کانی با ارزش برابر ۴ و گانگ ۲٫۷ گرم بر سانتی‌متر مکعب و سطح اعتماد ۹۵ درصد و خطای نسبی ۵ درصدی مقدار نمونه لازم برای خوراک، باطله و کنسانتره به ترتیب برابر ۰٫۱۴۸، ۰٫۲۱۰ و ۰٫۱۰۹ گرم محاسبه شد اما این مقادیر بسیار کم بود به گونه‌ای که اهداف احتمالی بعدی از جمله تعیین دانه‌بندی هر یک از نمونه‌ها و انجام آنالیزهای شیمیایی برای چند عنصر را برآورده نمی‌ساخت. همچنین در فرمول Gy،

D: دبی جامد جریان (تن بر ساعت)، G: عیار فلزات جریان (Fe، Zn، Pb) (درصد)



شکل ۳: مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری کوشک به صورت گره و شاخه و نقاط نمونه‌گیری شده (مشخص شده با علامت ★)

ماتریس ۱: ماتریس ارتباطی مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری کوشک

جریان	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	۱۰	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴	۱۵	۱۶	۱۷	۱۸	۱۹	۲۰	۲۱	۲۲	۲۳	۲۴
۱	۱	-۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۲	۰	۰	۱	-۱	۰	۰	۱	۰	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۳	۰	۰	۰	۱	-۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۴	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۰	-۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۵	۰	۰	۰	۰	۱	۰	-۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۶	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۰	۰
۷	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	-۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۸	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۱	-۱	۰	۰	۰	-۱	۰	۰	۰	۰	۰
۹	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	-۱	۰	-۱	۱	۰
۱۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	-۱	-۱
۱۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	-۱	۱	-۱	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۱۲	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	-۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۱۳	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۱	-۱	۰	۰	۰
مجموع	۱	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	-۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	-۱	۰	۰	۰	۰	-۱

نمونه‌هایی از خوراک، سرریز پیش‌فلوتاسیون و باطله نهایی، نمونه‌ها را به صورت تر آنالیز سرندي کرده و منحنی عبوری تجمعی نسبت به اندازه ذرات برای هر یک از سه نمونه رسم نموده و  $d_{80}$  هر یک بدست آورده شد.

#### ۲-۷- مواد شیمیایی مصرفی

برای آگاهی از میزان مصرف مواد شیمیایی و همچنین تاثیر میزان مصرف و نحوه توزیع آن‌ها در مدار فلوتاسیون بر بازیابی و عیار سرب، روی و آهن در بخش‌های مختلف مدار، قبل از هر مرحله نمونه‌برداری میزان مصرف آن‌ها یادداشت شد. همچنین سعی شد در طول نمونه‌برداری میزان مصرف مواد شیمیایی تا حد امکان ثابت نگه داشته شود.

#### ۲-۸- موازنه جرم مدار فلوتاسیون

در کارخانه‌های فرآوری مواد معدنی، اولین مرحله در بهینه‌سازی، محاسبه موازنه جرم مدار برای دستیابی به دبی جریان‌های مدار است [۱]. بدین منظور از بعضی جریان‌های مدار مطابق شکل ۳ که با ستاره علامت‌گذاری شده‌اند، نمونه‌گیری شده و عیار فلزهای سرب، روی و آهن اندازه‌گیری شد. سپس معادلات موازنه جرم برای مدار پیش‌فلوتاسیون و فلوتاسیون سرب و مدار فلوتاسیون روی به صورت جداگانه به

تعداد و جرم جز نمونه‌ها که از اختلاط آن‌ها نمونه کلی شکل می‌گیرد در نظر گرفته نشده است و خطای آماده‌سازی و آنالیز هیچ نقشی ندارد. بنابراین، در محاسبه مقدار نمونه لازم برای دستیابی به سطح معینی از خطا، نمی‌توان تنها به این رابطه استناد کرد. از همین رو مقدار ۲۰۰۰، ۲۰۰۰، ۱۰۰۰ گرم (در هر دفعه نمونه‌برداری) برای حداقل وزن نمونه‌های خوراک، باطله و کنسانتره در نظر گرفته شد. این مقادیر از طرفی به مراتب بیشتر از مقدار محاسبه شده از فرمول Gy است و از طرف دیگر تا حدی با دبی جریان مربوط متناسب است.

#### ۲-۵- زمان نمونه‌برداری

برای بررسی کامل و تخمین نوسانات و تغییرپذیری سیستم، ۶ مرحله نمونه‌برداری از کل خط فلوتاسیون در روزهای مختلف انجام گرفت. در هر مرحله نمونه‌برداری با توجه به اینکه زمان ماند مدار فلوتاسیون ۲/۵ ساعت تخمین زده شد، ۴ مرتبه نمونه‌برداری از مدار در بازه‌های زمانی ۴۰ دقیقه به عمل آمد.

#### ۲-۶- آنالیز سرندي

پس از برداشت نمونه‌ها در هر مرحله نمونه‌برداری، نمونه‌ها از کارخانه فرآوری به آزمایشگاه انتقال یافتند. پس از تهیه جزء



جدول ۱: روابط موازنه جرم مدار پیش فلوتاسیون و فلوتاسیون سرب

شماره گره	معادلات موازنه جرم مدار فلوتاسیون سرب
۱	$D_1 - D_2 - D_4 = 0$
۲	$D_2 - D_4 + D_7 + D_8 = 0$
۳	$D_4 - D_5 - D_6 = 0$
۴	$D_6 - D_9 - D_{10} = 0$
۵	$D_5 - D_7 - D_8 = 0$
۱	$G_1 D_1 - G_2 D_2 - G_3 D_3 = 0$
۴	$G_4 D_4 - G_5 D_5 - G_6 D_6 = 0$
۵	$G_7 D_7 - G_8 D_8 - G_9 D_9 = 0$
کل	$G_1 D_1 - G_2 D_2 - G_3 D_3 - G_4 D_4 - G_5 D_5 - G_6 D_6 - G_7 D_7 - G_8 D_8 - G_9 D_9 = 0$

جدول ۲: روابط موازنه جرم مدار فلوتاسیون روی

شماره گره	معادلات موازنه جرم مدار فلوتاسیون روی
۶	$D_{10} - D_{11} + D_{21} = 0$
۷	$D_{11} - D_{12} - D_{13} = 0$
۸	$D_{12} + D_{14} - D_{15} - D_{19} = 0$
۹	$D_{13} - D_{20} - D_{22} + D_{23} = 0$
۱۰	$D_{22} - D_{23} - D_{24} = 0$
۱۱	$D_{15} - D_{14} - D_{16} + D_{17} = 0$
۱۲	$D_{16} - D_{17} - D_{18} = 0$
۱۳	$D_{19} + D_{20} - D_{21} = 0$
۷	$G_{11} D_{11} - G_{12} D_{12} - G_{13} D_{13} = 0$
۸	$G_{14} D_{14} + G_{15} D_{15} - G_{16} D_{16} - G_{17} D_{17} = 0$
۱۰	$G_{22} D_{22} - G_{23} D_{23} - G_{24} D_{24} = 0$
۱۱	$G_{18} D_{18} - G_{19} D_{19} - G_{20} D_{20} + G_{21} D_{21} = 0$
۱۲	$G_{16} D_{16} - G_{17} D_{17} - G_{18} D_{18} = 0$
کل	$G_{10} D_{10} - G_{11} D_{11} - G_{12} D_{12} - G_{13} D_{13} - G_{14} D_{14} - G_{15} D_{15} - G_{16} D_{16} - G_{17} D_{17} - G_{18} D_{18} - G_{19} D_{19} - G_{20} D_{20} - G_{21} D_{21} - G_{22} D_{22} - G_{23} D_{23} - G_{24} D_{24} = 0$

از مراحل شیل‌گیری، کلینرهای مرحله سوم مدار فلوتاسیون سرب و روی در مرحله اول نمونه‌برداری، ۴ جزو نمونه حاصل از نمونه‌برداری در ظروف جداگانه جمع‌آوری شده و عیار آن‌ها در جدول ۴ ثبت شد. سپس واریانس کلی، خطای استاندارد و حدود اطمینان، عیار فلزات خوراک، کنسانتره و باطله هر سه مدار شیل‌گیری، سرب و روی محاسبه و در جدول ۵ ارائه شد. بازیابی کلی مدار برای هر ۴ جزو نمونه برداشتی محاسبه و در جدول ۶، آورده شد. با استفاده از ۴ بازیابی محاسبه شده، واریانس، خطای استاندارد و حدود اطمینان برای بازیابی سرب و روی در مدار شیل‌گیری، سرب و روی حساب شده و در جدول ۷ ارائه شد.

ترتیب در جدول ۱ و ۲ نوشته شد و برای حل روابط، به شکل ماتریس (ماتریس ۲ و ماتریس ۳) تبدیل شدند که با جایگزینی عیارهای اندازه‌گیری شده در ماتریس‌ها، دبی جریان‌های مختلف مدار محاسبه شد.

## ۲-۹- محاسبه بازیابی

برای آگاهی از میزان کارایی بخش‌های مختلف مدار شامل رافر، اسکونجر و کلینرها و همچنین اطلاع از میزان هدرروی فلزات با ارزش و محل آن‌ها، بازیابی برای بخش‌های مختلف مدار به صورت جداگانه با استفاده از رابطه‌های ۶ و ۷ محاسبه شد [۱۰]:

$$R_C = \frac{Cc}{Ff} \times 100 \quad (6)$$

$$R_T = \frac{Tt}{Ff} \times 100 \quad (7)$$

که در این روابط:

$R_C$ : بازیابی کنسانتره (درصد)

$R_T$ : بازیابی باطله (درصد)

$F$ : دبی جامد خوراک (تن بر ساعت)

$T$ : دبی جامد باطله (تن بر ساعت)

$f$ : عیار فلز در خوراک (درصد)

$c$ : عیار فلز در کنسانتره (درصد)

$C$ : دبی جامد کنسانتره (تن بر ساعت)

$t$ : عیار فلز در باطله (درصد) است.

## ۲-۱۰- محاسبه خطا

برای اعتباربخشی به داده‌ها، خطای حاصل در نمونه‌برداری، آنالیز و آماده‌سازی در سطح اعتماد ۹۵ و ۹۰ درصد محاسبه شد. محاسبه خطای کل و بازه اطمینان برای تحلیل و بررسی اینکه آیا تغییرات پاسخ‌ها محسوس است (یا خیر) لازم است. برای محاسبه انحراف معیار، انحراف معیار نسبی، خطای استاندارد و حدود اطمینان به ترتیب از رابطه‌های ۸ تا رابطه ۱۱ استفاده شد [۱۰، ۵].

برای محاسبه خطای آماده‌سازی و آنالیز آزمایشگاهی ۴ نمونه معرف از یک نمونه، در زمان‌های مختلف آنالیز شد. نتایج عیارسنجی در جدول ۳ نشان داده است. همچنین برای تخمین خطای نمونه‌برداری خوراک، کنسانتره و باطله هر یک

ماتریس ۲: روابط موازنہ جرم مدار پیش فلوتاسیون و فلوتاسیون سرب

$$\begin{matrix}
 \text{جریان} \rightarrow & 2 & 3 & 4 & 5 & 6 & 7 & 8 & 9 & 10 & & 1 \\
 \downarrow \text{گرہ} & & & & & & & & & & & \\
 1 & -1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & -D_1 \\
 2 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 & 1 & 0 & 1 & 0 & 0 & 0 \\
 3 & 0 & 0 & 1 & -1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 4 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & 0 & 0 & -1 & -1 & 0 & 0 \\
 5 & 0 & 0 & 0 & 1 & 0 & -1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 1 & -G_2 & -G_3 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & -G_1 D_1 \\
 4 & 0 & 0 & 0 & 0 & G_6 & 0 & 0 & -G_9 & -G_{10} & 0 & 0 \\
 5 & 0 & 0 & 0 & G_5 & 0 & -G_7 & -G_8 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 \text{کل} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & -G_8 & 0 & -G_{10} & 0 & -G_1 D_1
 \end{matrix} \times \begin{matrix} D_2 \\ D_3 \\ D_4 \\ D_5 \\ D_6 \\ D_7 \\ D_8 \\ D_9 \\ D_{10} \end{matrix} = \begin{matrix} -D_1 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ -G_1 D_1 \\ 0 \\ 0 \\ -G_1 D_1 \end{matrix}$$

ماتریس ۳: روابط موازنہ جرم مدار فلوتاسیون روی

$$\begin{matrix}
 \text{جریان} \rightarrow & 11 & 12 & 13 & 14 & 15 & 16 & 17 & 18 & 19 & 20 & 21 & 22 & 23 & 24 & & 10 \\
 \downarrow \text{گرہ} & & & & & & & & & & & & & & & & \\
 6 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 & -D_{10} \\
 7 & 1 & -1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 8 & 0 & 1 & 0 & 1 & -1 & 0 & 0 & 0 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 9 & 0 & 0 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & -1 & 0 & -1 & 1 & 0 & 0 & 0 \\
 10 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & -1 & -1 & 0 & 0 \\
 11 & 0 & 0 & 0 & -1 & 1 & -1 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 12 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & -1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 13 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1 & 1 & -1 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 7 & G_{11} & -G_{12} & -G_{13} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 8 & 0 & G_{12} & 0 & G_{14} & -G_{15} & 0 & 0 & 0 & -G_{19} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 10 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & G_{22} & -G_{23} & -G_{24} & 0 & 0 \\
 11 & 0 & 0 & 0 & -G_{14} & G_{15} & -G_{16} & G_{17} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 12 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & G_{16} & -G_{17} & -G_{18} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\
 \text{کل} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & -G_{18} & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & -G_{24} & 0 & -G_1 D_{10}
 \end{matrix} \times \begin{matrix} D_{11} \\ D_{12} \\ D_{13} \\ D_{14} \\ D_{15} \\ D_{16} \\ D_{17} \\ D_{18} \\ D_{19} \\ D_{20} \\ D_{21} \\ D_{22} \\ D_{23} \\ D_{24} \end{matrix} = \begin{matrix} -D_{10} \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ 0 \\ -G_1 D_{10} \end{matrix}$$



$X_i$ : پاسخ آزمایش  $i$ ام

$\bar{X}$ : میانگین پاسخ‌ها

$R$ : انحراف معیار نسبی

$SE$ : خطای استاندارد

$t$ : تابع توزیع  $t$

$CI$ : حدود اطمینان

$\alpha$ : خطا در سطح اعتماد  $100(1-\alpha)\%$  است.

$$S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}{n-1}} \quad (8)$$

$$R = \frac{S}{\bar{X}} \times 100 \quad (9)$$

$$SE \equiv S_{\bar{X}} \cong \sqrt{\frac{S^2}{n}} \quad (10)$$

جدول ۳: عیار ۴ نمونه از یک نمونه معرف برای محاسبه خطای آماده‌سازی و آنالیز

عیار (درصد)		
Pb	Zn	Fe
۲,۲	۳۱,۱۶	۲۰,۲۳
۲,۲۳	۳۱	۱۹,۶
۲,۰۸	۳۱,۴۶	۲۰,۴
۲,۱۳	۳۰,۴۲	۱۹,۴۹

$$CI = t_{(n-1), \frac{\alpha}{2}} \times SE \rightarrow$$

$$CI_{95\%} = 3.182 \times SE, \quad (11)$$

$$CI_{90\%} = 2.35 \times SE \rightarrow$$

$$X = \bar{X} \pm CI$$

که در این روابط:

$S$ : انحراف معیار استاندارد

$n$ : تعداد آزمایش

جدول ۴: داده‌های حاصل از مرحله اول نمونه‌برداری برای محاسبه خطای نمونه‌برداری

جریان									عیار (درصد)	مرحله نمونه‌گیری
باطله اسکونجر ۲ روی	کنسانتره کلیتر ۳ روی	خوراک رافر روی	باطله اسکونجر سرب	کنسانتره کلیتر ۳ سرب	خوراک رافر سرب	باطله شیل‌گیری	کنسانتره شیل‌گیری	خوراک شیل‌گیری		
۱,۵۹	۲,۸۰	۱,۳۰	۱,۶۹	۶۱,۷۴	۲,۲۳	۱,۸۹	۱,۹۹	۱,۹۰	Pb	۱
۱,۴۴	۳,۳۲	۱,۳۵	۱,۵۹	۶۳,۷۶	۲,۱۵	۱,۸۱	۱,۹۷	۱,۸۳		۲
۱,۵۱	۳,۱۱	۱,۲۷	۱,۶۷	۶۴,۳۴	۲,۲۲	۱,۸۷	۱,۹۴	۱,۸۷		۳
۱,۴۸	۲,۹۳	۱,۳۲	۱,۵۸	۶۲,۹۰	۲,۱۲	۱,۷۹	۱,۸۹	۱,۸۰		۴
۳,۸۵	۵۰,۱۵	۹,۸۶	۸,۱۶	۵,۰۴	۷,۲۱	۸,۲۷	۵,۲۳	۷,۹۹	Zn	۱
۳,۷۹	۵۱,۲۰	۹,۵۲	۸,۳۱	۴,۷۲	۶,۹۷	۸,۳۹	۵,۳۴	۸,۱۲		۲
۳,۸۱	۵۳,۶۰	۹,۳۷	۸,۱۹	۴,۷۷	۶,۴۱	۸,۲۰	۵,۱۷	۷,۹۳		۳
۴,۰۴	۵۱,۲۲	۹,۳۱	۸,۴۱	۴,۸۹	۷,۱۶	۸,۱۷	۴,۹۹	۷,۸۸		۴
۱۷,۵۱	۷,۹۲	۲۲,۱۲	۱۶,۱۱	۴,۴۷	۲۱,۳۸	۱۵,۹۳	۲۱,۱۶	۱۷,۰۸	Fe	۱
۱۶,۸۰	۷,۶۲	۲۴,۰۳	۱۵,۱۹	۴,۳۷	۲۱,۵۳	۱۶,۳۳	۲۰,۲۹	۱۶,۲۴		۲
۱۷,۰۰	۷,۵۰	۲۴,۲۰	۱۵,۹۶	۳,۹۰	۱۸,۹۷	۱۵,۸۷	۱۹,۹۶	۱۵,۴۶		۳
۱۶,۵۰	۷,۸۷	۲۳,۰۱	۱۵,۲۰	۴,۲۰	۲۰,۱۲	۱۶,۲۳	۲۱,۱۹	۱۷,۱۸		۴

جدول ۵: نتایج خطای نمونه برداری، آماده سازی و آنالیز و تعیین حدود اطمینان برای عیار فلزات

شماره	۱	۲	۳	۴	۸	۱۰	۱۱	۱۸	۲۴	جریان
نام	خوراک شیل گیری	کسسانتره شیل گیری	باطله شیل گیری	خوراک رافر سرب	کسسانتره کلیر ۳ سرب	باطله اسکونبجر سرب	خوراک رافر روی	کسسانتره کلیر ۳ روی	باطله اسکونبجر ۲ روی	
Pb	۱,۸۵	۱,۹۵	۱,۸۴	۲,۲۱	۶۳,۱۹	۱,۶۳	۱,۳۱	۳,۰۴	۱,۵۰۵	عیار میانگین (درصد)
Zn	۷,۹۸	۵,۱۸	۸,۲۶	۶,۹۴	۴,۸۶	۸,۲۷	۹,۵۲	۵۱,۵۴	۳,۸۷	
Fe	۱۶,۴۹	۲۰,۶۵	۱۶,۰۹	۲۰,۵	۴,۲۴	۱۵,۶۲	۲۳,۳۴	۷,۷۳	۱۶,۹۵	
Pb	۰,۰۰۱۹	۰,۰۰۱۹	۰,۰۰۲۳	۰,۰۰۸۷	۱,۲۷۸۰	۰,۰۰۳۱	۰,۰۰۱۱	۰,۰۰۵۱۰	۰,۰۰۴۰	واریانس نمونه برداری (S <sup>2</sup> )
Zn	۰,۰۱۰۷	۰,۰۲۱۴	۰,۰۰۹۶	۰,۱۳۴۴	۰,۰۲۰۳	۰,۰۱۳۲	۰,۰۶۰۷	۲,۱۳۱۲	۰,۰۱۳۱	
Fe	۰,۶۴۹۲	۰,۳۸۵۸	۰,۰۵۰۴	۱,۴۴۰۲	۰,۰۶۲۳	۰,۲۳۹۰	۰,۹۳۷۷	۰,۰۴۰۲	۰,۱۸۰۴	
Pb	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	۰,۰۰۴۶	واریانس آماده سازی و آنالیز (S <sup>2</sup> )
Zn	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	۰,۱۹۱۱	
Fe	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	۰,۲۰۴۰	
Pb	۰,۰۰۶۵	۰,۰۰۶۵	۰,۰۰۶۹	۰,۰۱۳۳	۱,۲۸۲۶	۰,۰۰۷۷	۰,۰۰۵۷	۰,۰۰۵۵۶	۰,۰۰۸۶	واریانس کلی (S <sup>2</sup> )
Zn	۰,۲۰۱۸	۰,۲۱۲۵	۰,۲۰۰۶	۰,۳۲۵۴	۰,۲۱۱۴	۰,۲۰۴۳	۰,۲۵۱۸	۲,۳۲۲۳	۰,۲۰۴۲	
Fe	۰,۸۵۳۲	۰,۵۸۹۸	۰,۲۵۴۴	۱,۶۴۴۲	۰,۲۶۶۳	۰,۴۴۳۰	۱,۱۴۱۷	۰,۲۴۴۲	۰,۳۸۴۴	
Pb	۰,۰۸۰۸	۰,۰۸۰۶	۰,۰۸۲۹	۰,۱۱۵۳	۱,۱۳۲۵	۰,۰۸۷۷	۰,۰۷۵۷	۰,۲۳۵۸	۰,۰۹۲۹	انحراف معیار کلی (S)
Zn	۰,۴۴۹۲	۰,۴۶۱۰	۰,۴۴۷۹	۰,۵۷۰۵	۰,۴۵۹۷	۰,۴۵۲۰	۰,۵۰۱۸	۱,۵۲۳۹	۰,۴۵۱۸	
Fe	۰,۹۲۳۷	۰,۷۶۸۰	۰,۵۰۴۴	۱,۲۸۲۳	۰,۵۱۶۰	۰,۶۶۵۶	۱,۰۶۸۵	۰,۴۹۴۲	۰,۶۲۰۰	
Pb	۴,۳۶۹۱	۴,۱۳۷۱	۴,۵۰۳۶	۵,۲۳۰۲	۱,۷۹۲۴	۵,۳۷۲۳	۵,۷۸۰۱	۷,۷۵۶۵	۶,۱۷۳۸	انحراف معیار نسبی (R) (درصد)
Zn	۵,۶۲۹۳	۸,۸۹۴۷	۵,۴۲۴۳	۸,۲۲۲۹	۹,۴۶۹۵	۵,۴۶۷۰	۵,۲۷۳۴	۲,۹۵۶۶	۱۱,۶۶۷۹	
Fe	۵,۶۰۱۵	۳,۷۱۹۱	۳,۱۳۴۷	۶,۲۵۴۹	۱۲,۱۸۵۲	۴,۲۶۲۳	۴,۵۷۷۹	۶,۳۹۵۲	۳,۶۵۷۱	
Pb	۰,۰۴۰۴	۰,۰۴۰۳	۰,۰۴۱۴	۰,۰۵۷۷	۰,۰۵۶۳	۰,۰۴۳۹	۰,۰۳۷۹	۰,۱۱۷۹	۰,۰۴۶۵	خطای استاندارد (SE)
Zn	۰,۲۲۴۶	۰,۲۳۰۵	۰,۲۲۴۰	۰,۲۸۵۲	۰,۲۲۹۹	۰,۲۲۶۰	۰,۲۵۰۹	۰,۷۶۲۰	۰,۲۲۵۹	
Fe	۰,۴۶۱۸	۰,۳۸۴۰	۰,۲۵۲۲	۰,۶۴۱۱	۰,۲۵۸۰	۰,۳۳۲۸	۰,۵۳۴۲	۰,۲۴۷۱	۰,۳۱۰۰	
Pb	۰,۱۲۸۶	۰,۱۲۸۲	۰,۱۳۱۸	۰,۱۸۳۵	۱,۸۰۱۸	۰,۱۳۹۵	۰,۱۲۰۵	۰,۳۷۵۲	۰,۱۴۷۸	حدود اطمینان در سطح ۹۵ درصد (CI)
Zn	۰,۷۱۴۷	۰,۷۳۳۴	۰,۷۱۲۶	۰,۹۰۷۶	۰,۷۳۱۵	۰,۷۱۹۱	۰,۷۹۸۳	۲,۴۲۴۵	۰,۷۱۸۹	
Fe	۱,۴۶۹۶	۱,۲۲۱۹	۰,۸۰۲۵	۲,۰۴۰۱	۰,۸۲۱۰	۰,۷۳۱۵	۱,۷۰۰۰	۰,۷۸۶۳	۰,۹۸۶۴	
Pb	۰,۰۹۳۰	۰,۰۹۲۷	۰,۰۹۵۳	۰,۱۳۲۶	۱,۳۰۲۴	۰,۱۰۰۹	۰,۰۸۷۱	۰,۲۷۱۲	۰,۱۰۶۹	حدود اطمینان در سطح ۹۰ درصد (CI)
Zn	۰,۵۱۶۶	۰,۵۳۰۱	۰,۵۱۵۱	۰,۶۵۶۰	۰,۵۲۸۷	۰,۵۱۹۸	۰,۵۷۷۰	۱,۷۵۲۵	۰,۵۱۹۶	
Fe	۱,۰۶۲۲	۰,۸۸۳۲	۰,۵۸۰۰	۱,۴۷۴۶	۰,۵۹۳۴	۰,۷۶۵۴	۱,۲۲۸۸	۰,۵۶۸۳	۰,۷۱۳۰	

جدول ۶: بازیابی محاسبه شده برای ۴ جزو نمونه در مرحله اول نمونه‌گیری

بازیابی (درصد)		مرحله نمونه‌گیری	جریان
Zn	Pb		
۶,۰۳	۹,۶۲	۱	سرریز شیل‌گیری
۵,۸۲	۹,۵۳	۲	
۵,۸۱	۹,۲۴	۳	
۵,۷۷	۹,۵۸	۴	
۰,۱۹	۹,۸	۱	کنسانتره کلینر ۳ سرب
۰,۱۵	۱۱,۱۴	۲	
۰,۱۷	۱۰	۳	
۰,۱۸	۱۰,۸۸	۴	
۵۲,۸۷	۱۲,۳۸	۱	کنسانتره کلینر ۳ روی
۵۴,۶۴	۱۵,۷۲	۲	
۵۳,۹۹	۱۳,۲۸	۳	
۵۴,۵۴	۱۳,۶۶	۴	

جدول ۷: بازیابی میانگین، واریانس، انحراف معیار، خطای استاندارد و حدود اطمینان بازیابی فلزات برای ۴ جزو نمونه در مرحله اول نمونه‌گیری

شماره	جریان	۲	۸	۱۸
نام	کنسانتره شیل‌گیری	کنسانتره کلینر ۳ سرب	کنسانتره کلینر ۳ روی	
Pb	۹,۴۹	۱۰,۴۶	۱۳,۷۶	بازیابی میانگین
Zn	۵,۸۶	۰,۱۷	۵۴,۰۱	
Pb	۰,۰۲۹۷	۰,۴۲۸۶	۱,۹۹۵۵	واریانس ( $S^2$ )
Zn	۰,۰۱۳۷	۰,۰۰۰۳	۰,۶۵۹۳	
Pb	۰,۱۷۲۳	۰,۶۵۴۷	۱,۴۱۲۶	انحراف معیار کلی (S)
Zn	۰,۱۱۷۰	۰,۰۱۷۱	۰,۸۱۲۰	
Pb	۱,۸۱۵۳	۶,۲۶۲۱	۱۰,۲۶۶۱	انحراف معیار نسبی (R)
Zn	۱,۹۹۷۶	۹,۹۰۰۴	۱,۵۰۳۳	
Pb	۰,۰۸۶۲	۰,۳۲۷۴	۰,۷۰۶۳	خطای استاندارد (SE)
Zn	۰,۰۵۸۵	۰,۰۰۸۵	۰,۴۰۶۰	
Pb	۰,۲۷۴۱	۱,۰۴۱۶	۲,۲۴۷۵	حدود اطمینان در سطح ۹۵ درصد (CI)
Zn	۰,۱۸۶۲	۰,۰۲۷۲	۱,۲۹۱۸	
Pb	۰,۱۹۸۱۶	۰,۷۵۲۹۱	۱,۶۲۴۵۰	حدود اطمینان در سطح ۹۰ درصد (CI)
Zn	۰,۱۳۴۵۶	۰,۰۱۹۶۴	۰,۹۳۳۷۵	

## ۱۱-۲- مطالعات کانی‌شناسی خوراک و باطله

برای انجام مطالعات کانی‌شناسی، از مرحله دوم نمونه‌برداری با توجه به اینکه میزان هدرروی فلزات با ارزش در باطله زیاد بود، جزو نمونه‌های معرف از خوراک و باطله اسکونجر ۲ روی (باطله این سلول‌ها به تیکنر باطله فرستاده می‌شود) تهیه و پس از تجزیه سرندهی به روش تر، از محدوده‌های ابعادی  $۱۵۰+۳۰۰-$ ،  $۱۰۰+۱۵۰-$ ،  $۷۴+۱۰۰-$ ،  $۵۳+۷۴-$ ،  $۴۴+۵۳-$

و  $۳۷+۴۴-$  میکرون خوراک و باطله، مقاطع صیقلی و از  $۷۴+۱۰۰-$  میکرون خوراک، تیغه نازک تهیه شد.

مطالعه تیغه نازک خوراک نشان داد که گانگ همراه عمدتاً از نوع کربناتی و شامل کلسیت و یا دولومیت است. سایر کانی‌های شفاف به ترتیب فراوانی از نوع کوارتز، ژئپس، کانی‌های رسی و مسکویت است. آغشتگی به ترکیب‌های کربن‌دار و قطعات اکسید و هیدروکسید آهن نیز مشاهده

درصد است و غالباً با اسفالریت و کانی‌های شفاف درگیری نشان می‌دهد. در جدول ۹ وضعیت درجه آزادی کانی‌های مختلف در فراکسیون‌های مختلف نمونه باطله ارایه شده است.

جدول ۹: خلاصه مطالعات کانی‌شناسی فراکسیون‌های مختلف نمونه باطله اسکونجر ۲ مرحله دوم نمونه‌برداری

درجه آزادی (درصد)			اندازه
گالن	اسفالریت	پیریت	
۲۰-۲۵	۴۵-۵۰	۵۰-۵۵	-۳۰۰+۱۵۰
۳۰-۳۵	۵۵-۶۰	۶۵	-۱۵۰+۱۰۰
۵۰-۵۵	۶۵-۷۰	۷۰-۷۵	-۱۰۰+۷۴
۵۵-۶۰	۷۵	۸۰	-۷۴+۵۳
۶۵-۷۰	۷۵-۸۰	۸۰-۸۵	-۵۳+۴۴
۷۵	۸۵-۹۰	۹۰	-۴۴+۳۷

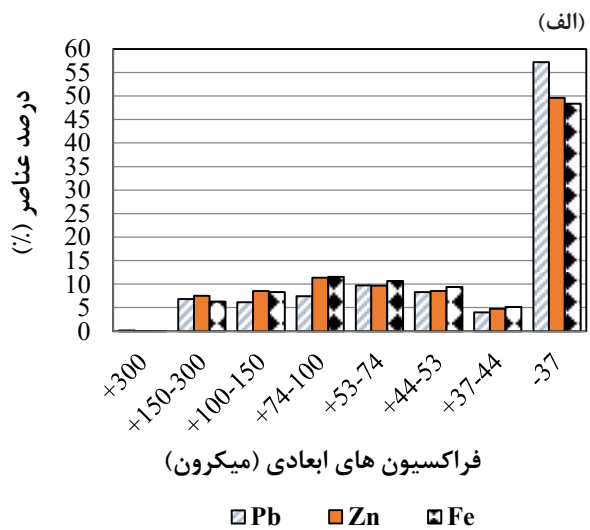
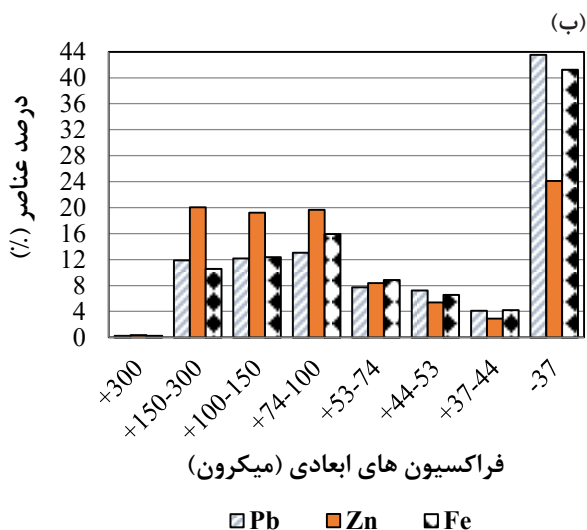
توزیع عناصر سرب، روی و آهن در فراکسیون‌های مختلف نمونه معرف خوراک و باطله در شکل ۴ ارایه شده است که طبق این شکل بیشترین هدرروی روی به باطله در فراکسیون‌های -۳۰۰+۱۵۰، -۱۵۰+۱۰۰، -۱۰۰+۷۴ و -۳۷- میکرون رخ می‌دهد که درصد روی باطله در هر سه فراکسیون اول به طور متوسط ۲۰ درصد و در فراکسیون -۳۷- حدود ۲۴ درصد است اما با توجه به جدول ۹ در سه فراکسیون اول به ترتیب ۴۵، ۵۵ و ۶۵ درصد روی آزاد است. از دلایل عدم

شد. مطالعه مقاطع صیقلی خوراک نیز نشان داد که کانی‌های فلزی به ترتیب فراوانی شامل پیریت، اسفالریت و گالن است. همچنین کانه کربناتی روی (اسمیت زونیت) به مقدار جزئی وجود دارد. پاراژنز اسفالریت، پیریت، گالن و کالکوپیریت که در این نمونه کالکوپیریت دیده نمی‌شود. در جدول ۸ وضعیت درجه آزادی کانی‌های مختلف در فراکسیون‌های مختلف نمونه خوراک ارایه شده است.

جدول ۸: خلاصه مطالعات کانی‌شناسی فراکسیون‌های مختلف نمونه معرف خوراک مرحله دوم نمونه‌برداری کوشک

درجه آزادی (درصد)			اندازه
گالن	اسفالریت	پیریت	
۲۰-۲۵	۵۵-۵۹	۵۴-۵۸	-۳۰۰+۱۵۰
۴۵-۵۰	۶۰-۶۴	۶۱-۶۵	-۱۵۰+۱۰۰
۶۰-۶۵	۶۵-۶۹	۶۶-۷۰	-۱۰۰+۷۴
۶۵-۷۰	۷۱-۷۵	۷۱-۷۵	-۷۴+۵۳
۷۰-۷۵	۷۷-۸۱	۷۶-۸۰	-۵۳+۴۴
۸۸-۹۲	۸۴-۸۸	۸۲-۸۶	-۴۴+۳۸

با مطالعه مقاطع صیقلی باطله نیز مشخص شد که کانی‌های فلزی به ترتیب فراوانی شامل پیریت، اسفالریت و گالن است که به صورت آزاد و درگیر وجود دارد. اسفالریت به صورت آزاد و درگیر با پیریت و کانی‌های غیرفلزی است. گالن در حد دهم



شکل ۴: توزیع عناصر سرب، روی و آهن در الف: خوراک، ب: باطله

دانه‌بندی ریزتر از ۱۱ میکرون قرار دارد (شکل ۷). به همین دلیل این احتمال وجود دارد که مکانیزم انتقال ذرات اسفالریت و گالن به شیل بر اثر دنباله‌روی انجام گرفته باشد که در این بخش علاوه بر استفاده از بازداشت‌کننده مناسب، توجه به درصد جامد و انجام شست‌وشوی شیل می‌تواند در کاهش دررفت سرب و روی موثر باشد.

مصرف کفساز MIBC به طور متوسط در ۶ مرحله نمونه‌برداری برابر ۳ گرم بر تن به همراه ۲۰۰ گرم بر تن گازیول و توزیع آن فقط در اول مدار پیش‌فلوتاسیون است. طبق بررسی‌های انجام گرفته در معدن سنچری ۹۴ درصد کفساز MIBC در مرحله پیش‌فلوتاسیون جذب مواد کربن‌دار شده و به باطله فرستاده می‌شود [۱۱] یعنی فقط ۶ درصد کفساز اضافه شده وارد مدار سرب می‌شود. بنابراین هر چند کلکتورهای دی‌تیوفسفات‌ها خاصیت کفسازی دارند اما با قرار دادن کفساز در مدار سرب و روی به ویژه زمانی که از کلکتورهای دی‌تیوفسفات استفاده نمی‌شود، می‌توان کف‌های پایداری را تولید کرد.

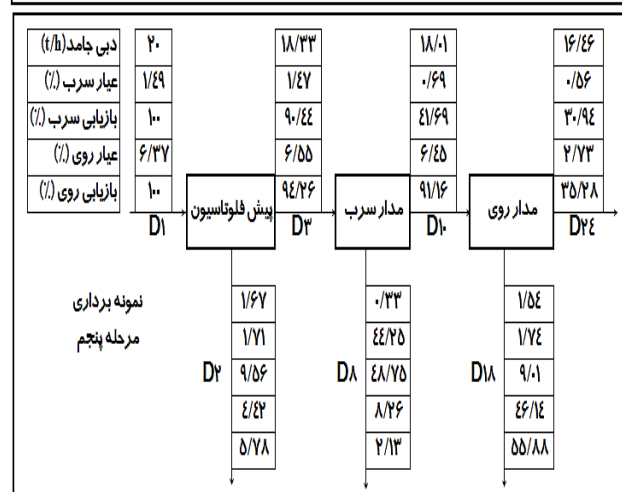
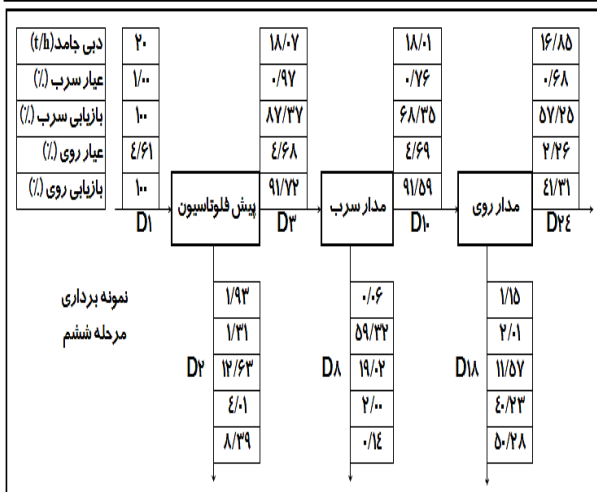
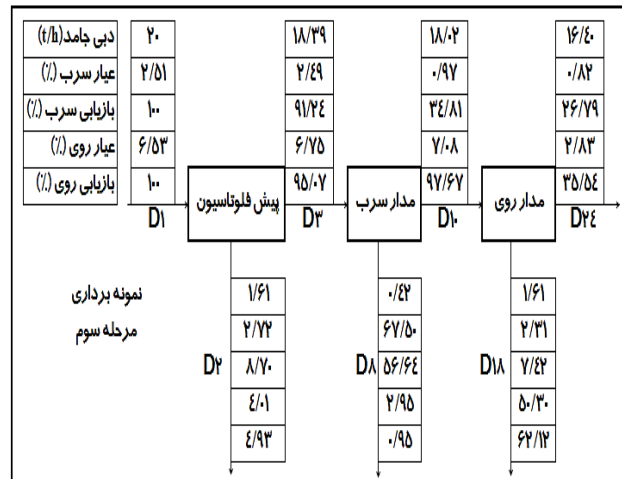
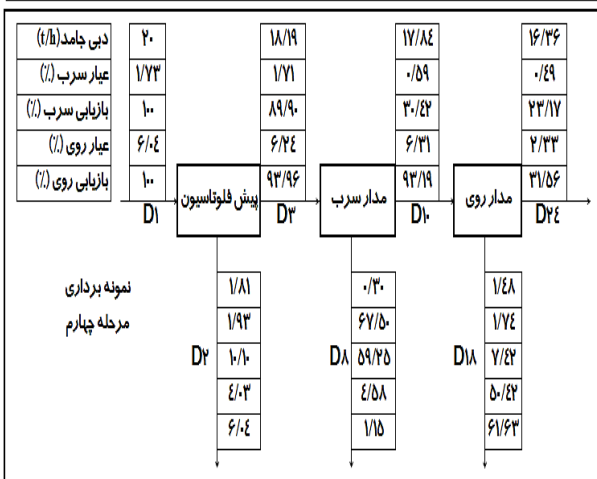
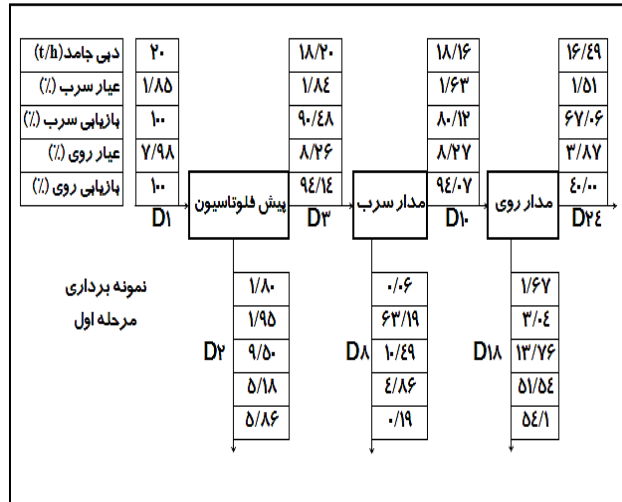
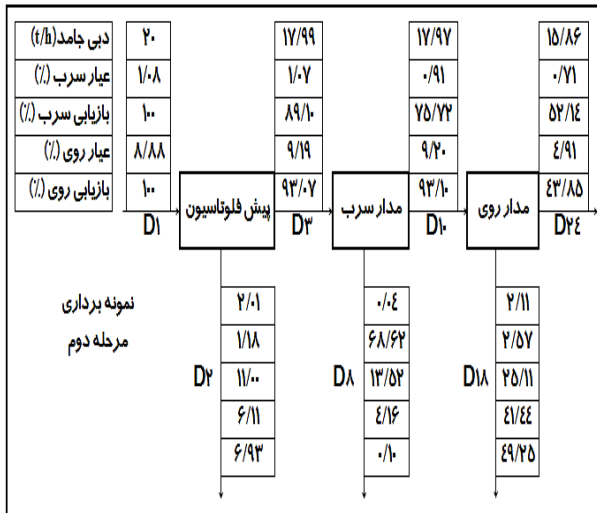
با توجه به شکل ۸ با افزایش درصد جامد خوراک، میزان هدررفت سرب و روی در شیل افزایش می‌یابد. به طوری که در مرحله ۶ نمونه‌برداری با درصد جامد ۵۳/۶۱ درصد میزان هدرروی سرب و روی به ترتیب برابر ۱۲/۶۳ و ۸/۲۸ درصد به دست آمد و در مرحله ۳ نمونه‌برداری با درصد جامد ۲۸/۸۳ درصد، میزان هدرروی سرب و روی به ترتیب برابر ۸/۷۶ و ۴/۹۳ درصد شد. با توجه به اینکه مکانیزم غالب در هدرروی سرب و روی در شیل به صورت دنباله‌روی بوده است و طبق نتایج لنچ و همکاران دنباله‌روی با درصد جامد رابطه مستقیم دارد [۱۲] به همین دلیل با افزایش درصد جامد خوراک میزان دنباله‌روی سرب و روی در مدار پیش‌فلوتاسیون افزایش می‌یابد. برای اعتباربخشی به دبی جریان‌های به دست آمده از طریق محاسبات، از چهار جریان که دبی آن‌ها قابل اندازه‌گیری بود به صورت دستی و با استفاده از ظرف ۱۶۰ لیتری دبی آن‌ها اندازه‌گیری و نتایج آن همراه با درصد اختلاف آن با دبی محاسباتی در جدول ۱۰ ارائه شد.

فلوتاسیون این مقادیر روی آزاد، ممکن است مربوط به زمان اتصال پایین این ذرات با حباب‌ها، نرخ هوادهی نامناسب، نبود کفساز مناسب برای تولید حباب‌های با پایداری بالا، نوع سنگ (آیا اکسید شده است یا خیر)، میزان سولفات مس مورد نیاز برای فعال‌سازی، میزان کلکتور و نوع آن و ترکیب آن‌ها با یکدیگر، توزیع نامناسب فعال‌ساز و کلکتور در طول خط فلوتاسیون و یا خردایش نامناسب خوراک باشد. آنچه که از شکل ۴ مشخص است مقدار هدرروی سرب و روی در باطله در بخش ابعادی ۳۷+۴۴- میکرون کمترین میزان خود را دارد. به طور مشخص بیشترین میزان هدرروی در بخش ابعادی ریزتر (۳۷- میکرون) وجود دارد که دلیل آن به علت تولید نرمه زیاد می‌تواند کاهش احتمال برخورد و اتصال آن‌ها به حباب‌ها باشد زیرا جرم این ذرات ناچیز است و تحرک نسبتاً کمی در راستای قائم دارند و با حرکت لایه‌های جریان از مسیر حباب‌ها فرار می‌کنند. دلیل دیگر اینکه با افزایش سطح خارجی ذرات اکسایش سطحی آن‌ها افزایش می‌یابد به همین دلیل باید از تولید بیش از حد این ذرات در مدار خردایش ممانعت به عمل آید که این عمل با کنترل بار در گردش در مدار خردایش و بهینه کردن عملیات در این بخش، میسر خواهد بود.

### ۳- بحث و نتایج

#### ۳-۱- تحلیل نتایج حاصل از نمونه‌برداری مدار پیش‌فلوتاسیون

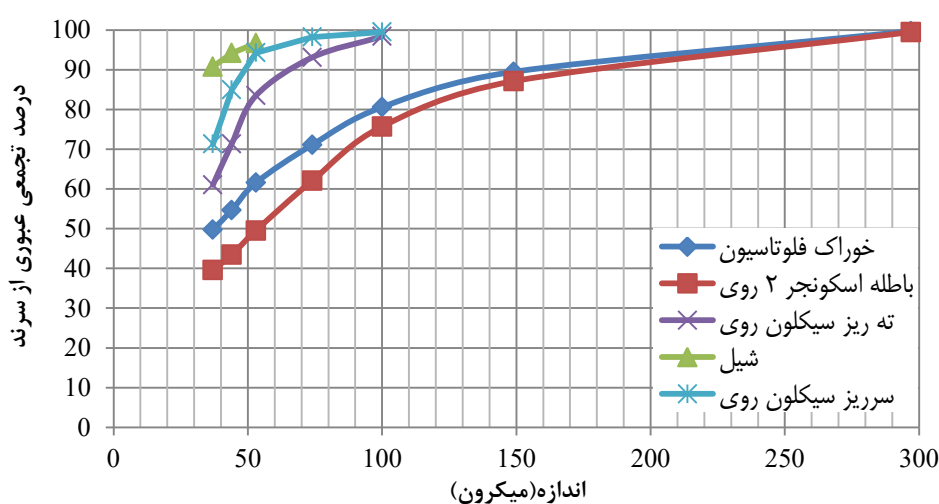
شش مرحله نمونه‌برداری از کارخانه در زمان‌های مختلف انجام گرفت. نتایج حاصل از نمونه‌برداری نشان داد در مرحله پیش‌فلوتاسیون، به طور میانگین حدود ۱۰ درصد سرب و ۶ درصد روی هدرروی وجود دارد که به طور مستقیم به سد باطله هدایت می‌شود (شکل ۵). با توجه به اینکه دانه‌بندی خوراک، سرریز پیش‌فلوتاسیون (شیل)، باطله اسکونجر ۲ روی، سرریز و ته‌ریز سیکلون خردایش مجدد مدار روی در ۶ مرحله نمونه‌برداری تقریباً یکسان بودند، به همین دلیل یک نمودار میانگین در شکل ۶، آورده شده است. با توجه به نتایج دانه‌بندی، بیش از ۹۰ درصد ذرات بخش سرریز پیش‌فلوتاسیون از سرنده ۵۳ میکرون عبور کردند (شکل ۶). دانه‌بندی انجام گرفته با استفاده از سیکلوسایزر از بخش شناور شده، نشان داد که حدود ۶۳ درصد ذرات دارای ابعاد ریزتر از ۱۱ میکرون و همچنین حدود ۷۰ درصد روی و ۸۷ درصد سرب موجود در سرریز پیش‌فلوتاسیون در محدوده



شکل ۵: فلوشیت بازیابی کلی مدار فلوتاسیون کارخانه فرآوری کوشک در ۶ مرحله نمونه برداری

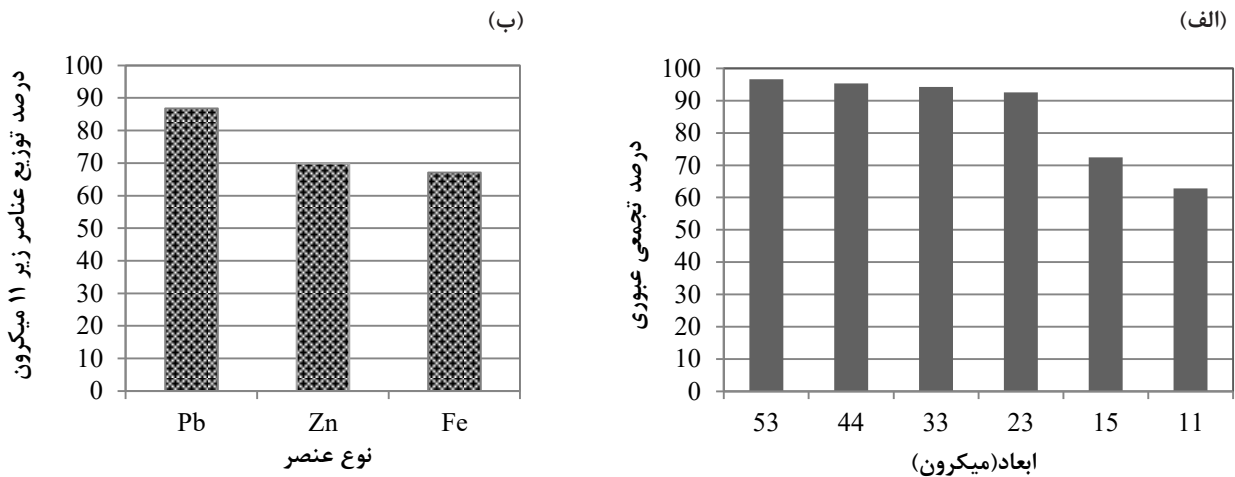
جدول ۱۰: درصد اختلاف نسبی دبی جامد محاسباتی با اندازه‌گیری شده

مرحله نمونه‌گیری	عنوان	جریان		
		سرب پیش‌فلوتاسیون	باطله کلینر ۱ سرب	کنسانتره کلینر ۳ سرب
۱	دبی جامد محاسباتی (t/h)	۱,۸۰	۰,۸۰	۱,۶۷
	دبی جامد اندازه‌گیری شده (t/h)	۱,۷۲	۰,۸۴	۱,۵۴
	درصد اختلاف نسبی	۴,۵۵	۴,۸۸	۸,۱۰
۲	دبی جامد محاسباتی (t/h)	۲,۰۱	۱,۰۷	۲,۱۱
	دبی جامد اندازه‌گیری شده (t/h)	۱,۹۵	۱,۱۸	۲,۳۸
	درصد اختلاف نسبی	۳,۰۳	۹,۷۸	۱۲,۰۳
۳	دبی جامد محاسباتی (t/h)	۱,۶۱	۳,۸۲	۱,۶۱
	دبی جامد اندازه‌گیری شده (t/h)	۱,۷۰	۴,۲۳	۱,۷۳
	درصد اختلاف نسبی	۵,۴۴	۱۰,۱۹	۷,۱۹
۴	دبی جامد محاسباتی (t/h)	۱,۸۱	۴,۷۹	۱,۴۸
	دبی جامد اندازه‌گیری شده (t/h)	۱,۷۵	۵,۱۳	۱,۶۴
	درصد اختلاف نسبی	۳,۳۷	۶,۸۵	۱۰,۲۶
۵	دبی جامد محاسباتی (t/h)	۱,۶۷	۵,۲۲	۱,۵۴
	دبی جامد اندازه‌گیری شده (t/h)	۱,۸۲	۴,۷۳	۱,۵۰
	درصد اختلاف نسبی	۸,۶۰	۹,۸۵	۲,۶۳
۶	دبی جامد محاسباتی (t/h)	۱,۹۳	۶,۰۴	۱,۱۵
	دبی جامد اندازه‌گیری شده (t/h)	۲,۰۵	۵,۶۳	۱,۲۳
	درصد اختلاف نسبی	۶,۰۳	۷,۰۳	۶,۷۲
درصد اختلاف نسبی میانگین		۵,۱۷	۸,۱۰	۷,۸۲

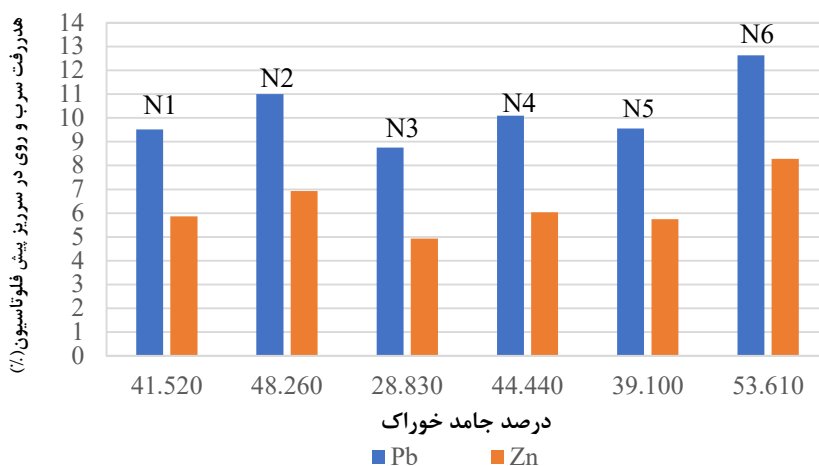


شکل ۶: نمودار میانگین آنالیز سرندي ۶ مرحله نمونه‌گیری





شکل ۷: الف) درصد تجمعی عبوری نمونه معرف سرریز پیش فلوتاسیون، ب) توزیع عناصر برای سرریز پیش فلوتاسیون در محدوده دانه بندی ریزتر از ۱۱ میکرون

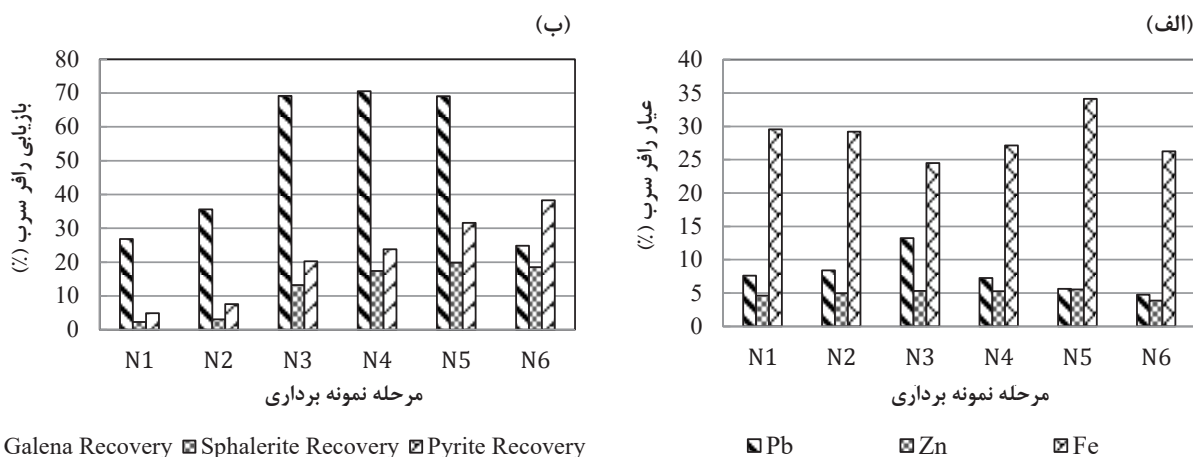


شکل ۸: درصد جامد خوراک ورودی به سلول های پیش فلوتاسیون در ۶ مرحله نمونه برداری (N مرحله نمونه برداری)

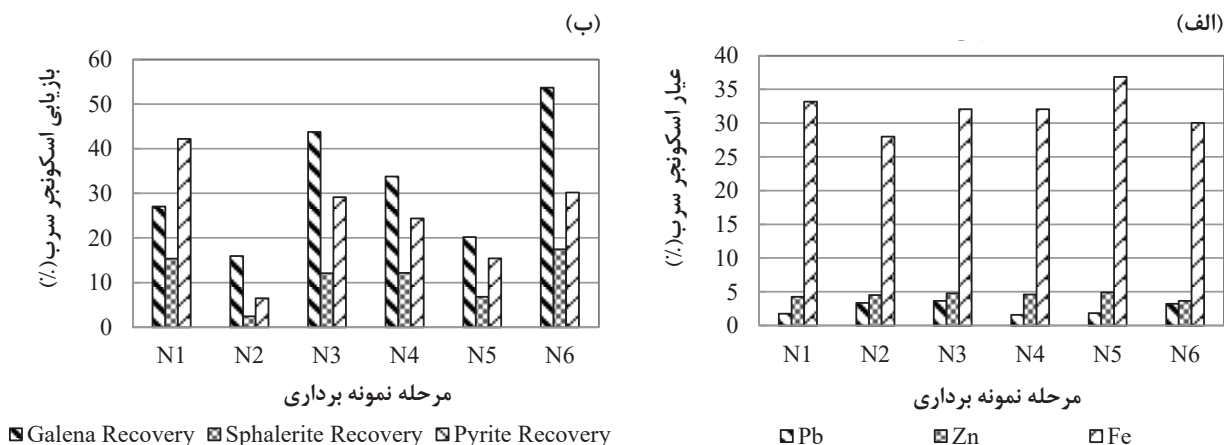
تولید کف پایدار عنوان کرد که با توجه به اهمیت مرحله رافر در فلوتاسیون، نیاز است بازیابی این سلول ها افزایش یابد. با مقایسه مواد شیمیایی مصرفی ۶ مرحله نمونه برداری که در جدول ۱۱ آورده شده است، این نتیجه حاصل شد که با وجود مصرف بالای اتیل گزنتات پتاسیم در مراحل اول، دوم و ششم نمونه برداری نسبت به مراحل سوم، چهارم و پنجم نمونه برداری، بهبودی در عیار و بازیابی ها مشاهده نشد این نتیجه بیانگر این موضوع می تواند باشد که لزوماً با افزایش مصرف کلکتور در نمونه سنگ که سرب آن به راحتی فلوته نمی شود، بازیابی افزایش نمی یابد. در این موارد که بازیابی کم است، افزایش کلکتور در مرحله اسکونجر سرب بدون اینکه

### ۳-۲- تحلیل نتایج حاصل از نمونه برداری مدار سرب

با توجه به شکل ۵، میزان بازیابی کلی مدار فلوتاسیون سرب در مراحل اول، دوم و ششم نمونه برداری به ترتیب ۱۰،۴۹، ۱۳،۵۲ و ۱۹،۰۲ درصد به دست آمد که در مقایسه با بازیابی کلی مراحل سوم، چهارم و پنجم نمونه برداری که به ترتیب ۵۶،۶۴، ۵۹،۲۵ و ۴۸،۷۵ درصد است، بسیار پایین است. از دلایل آن با توجه به شکل های ۹ و ۱۰ می توان به کاهش بازیابی در مرحله رافر و اسکونجر مدار فلوتاسیون سرب اشاره کرد. کاهش بازیابی سرب در این مراحل احتمالاً به دلیل بالا بودن درصد کربن آلی که باعث ناپایداری و بی باری کف شده، تغییر نوع سنگ و نیز اکسیدی بودن سطح کانی سرب و عدم استفاده از کف ساز برای



شکل ۹: تغییرات عیار و بازیابی سرب، روی و آهن ۶ مرحله نمونه‌برداری در رافر سرب؛ (الف) عیار، (ب) بازیابی



شکل ۱۰: تغییرات عیار و بازیابی سرب، روی و آهن ۶ مرحله نمونه‌برداری در اسکونجر سرب؛ (الف) عیار، (ب) بازیابی

است، در مرحله پیش‌فلوتاسیون تمام مواد کربن‌دار گرفته نمی‌شود و مقداری از آن به مدار سرب راه می‌یابد، به همین دلیل احتمالاً با استفاده از بازداشت‌کننده آثرو ۶۳۳ می‌توان مواد کربن‌دار را بازداشت کرد.

نتایج حاصل از نمونه‌برداری‌های کلینر سرب در جدول ۱۲ نشان می‌دهد که با افزایش درصد جامد در کلینر، عیار محصول تولیدی به شدت افت پیدا می‌کند. به طوری که در نمونه‌برداری ۵ که درصد جامد باطله کلینر ۱ (به دلیل عدم امکان اندازه‌گیری درصد جامد پالپ کلینر ۳) برابر ۵۱ درصد است، عیار کنسانتره نهایی سرب برابر ۴۴/۲۵ درصد به دست آمد اما در نمونه‌برداری‌های دیگر که درصد جامد کمتر از ۴۰ درصد است، عیار کنسانتره نهایی سرب بالای ۶۰ درصد (محصول قابل فروش) حاصل شد.

کنسانتره‌ای با عیار مناسب تولید کند باعث افزایش فلوتاسیون اسفالریت و پیریت می‌شود و بار در گردش مدار سرب را افزایش می‌دهد و باعث کاهش زمان ماند ماند ذرات گالن در خط فلوتاسیون سرب می‌شود که این امر بهینه‌سازی مواد شیمیایی را از نظر مصرف، توزیع و یا جایگزینی ضروری می‌سازد.

میزان عیار روی و آهن در کنسانتره سرب در هر ۶ مرحله بالا است، به ویژه در مرحله ۶ که با مصرف ۶۴۸ گرم بر تن کلکتور به جای افزایش بازیابی سرب باعث افزایش بازیابی پیریت شده است (شکل ۹). این اتفاق می‌تواند به دلیل انتخاب کم کلکتور اتیل‌گزنات پتاسیم و یا عدم استفاده از بازداشت‌کننده مناسب برای اسفالریت و پیریت و درگیری و دنباله‌روی باشد. در بعضی مواقع که میزان مواد کربن‌دار در خوراک زیاد

جدول ۱۱: مواد شیمیایی مصرفی، داده‌های عیار و پارامترهای متالورژیکی مربوط به رافر و اسکونجر مدار سرب در ۶ سری نمونه‌برداری

Fe	Zn		Pb		دبی جامد (t/h)	pH	درصد جامد	FeSO <sub>4</sub> (g/t)	PEX (g/t)	633 (g/t)	جریان نام	نمونه‌برداری		
	عیار (%)	بازیابی (%)	عیار (%)	بازیابی (%)								سری	تاریخ	
	۲۰،۵۰		۶،۹۴		۲،۲۱	۲۵،۲۱	۷،۴۶	۳۶،۱۱			خوراک	۱	۹۴/۹/۱۳	
۴،۹۱	۲۹،۵۶	۲،۲۶	۴،۶۱	۲۶،۸۴	۷،۵۸	۰،۸۶	۷،۴۱	۴۴،۳۲	۲۱۶	۳۱۷	کنسانتره			
	۱۹،۹۸		۷،۰۴		۱،۶۷	۲۴،۳۵	۷،۱۰	۳۴،۲۴			باطله			
۴۲،۲۵	۳۳،۲۰	۱۵،۴۲	۴،۲۷	۲۷،۱۰	۱،۷۸	۶،۱۹	۷،۴۴	۴۰،۱۳		۵۹	کنسانتره			
	۱۵،۶۲		۸،۲۷		۱،۶۳	۱۸،۱۶	۷،۵۰	۳۲،۸۹			باطله			
	۲۱،۵۷		۸،۹۴		۱،۵۱	۲۰،۰۱	۷،۲۳	۳۸،۱۲			خوراک			
۷،۵۲	۲۹،۲۰	۳،۰۷	۴،۹۴	۲۵،۵۸	۸،۲۸	۱،۱۱	۸،۵۰	۴۸،۵۴	۳۴۲	۱۸۷	کنسانتره	۲	۹۴/۹/۲۳	
	۲۱،۲۵		۹،۱۰		۱،۰۳	۱۸،۹۰	۷،۲۶	۴۱،۲۹			باطله			
۶،۴۹	۲۸،۰۴	۲،۴۵	۴،۵۴	۱۶،۰۰	۲،۳۵	۰،۹۳	۸،۶۱	۴۱،۴۲		۴۵	کنسانتره			
	۲۰،۹۰		۹،۲۰		۰،۹۱	۱۷،۹۷	۷،۲۰	۳۸،۹۰			باطله			
	۱۹،۷۸		۶،۵۶		۳،۸۸	۲۵،۹۹	۸،۰۱	۳۱،۰۸			خوراک			
۲۰،۲۰	۲۴،۴۹	۱۳،۲۳	۵،۳۲	۶۹،۱۶	۱۳،۲۱	۴،۲۴	۸،۲۵	۴۴،۳۸	۳۰۹	۱۶۴	۱۸			کنسانتره
	۱۸،۸۸		۶،۷۹		۱،۴۳	۲۱،۷۵	۸،۱۰	۳۰،۶۱				باطله		
۲۹،۱۸	۳۳،۱۰	۱۲،۱۱	۴،۷۹	۴۳،۸۱	۳،۶۵	۳،۷۳	۸،۸۳	۴۲،۳۷			کنسانتره			
	۱۶،۳۲		۷،۰۸		۰،۹۷	۱۸،۰۲	۸،۰۳	۳۰،۹۱		۴۶	باطله			
	۲۲،۱۳		۵،۸۸		۲،۰۵	۲۶،۲۹	۸،۳۳	۴۰،۱۰			خوراک			
۲۳،۷۶	۲۷،۱۳	۱۷،۴۰	۵،۲۸	۷۰،۵۰	۷،۲۳	۵،۱۰	۸،۱۸	۵۳،۷۲	۱۹۸	۱۸۱	کنسانتره	۴	۹۴/۱۰/۱	
	۲۰،۸۷		۶،۰۰		۰،۷۵	۲۱،۲۰	۸،۰۰	۳۸،۳۰			باطله			
۲۴،۳۷	۳۲،۱۰	۱۲،۲۲	۴،۶۳	۳۳،۸۰	۱،۶۰	۳،۳۶	۹،۰۳	۴۶،۲۲		۵۶	کنسانتره			
	۱۹،۰۳		۶،۳۱		۰،۵۹	۱۷،۸۴	۷،۹۵	۳۳،۹۰			باطله			
	۲۳،۶۹		۶،۱۱		۱،۹۹	۲۵،۲۷	۷،۴۸	۴۵،۸۲			خوراک			
۳۱،۶۱	۳۴،۱۲	۱۹،۷۹	۵،۵۱	۶۹،۰۲	۵،۶۳	۵،۵۵	۷،۲۵	۵۴،۶۵	۲۸۸	۱۲۱	۱۴			کنسانتره
	۲۰،۷۵		۶،۲۶		۰،۷۹	۱۹،۷۲	۷،۳۵	۳۸،۳۴				باطله		
۱۵،۴۵	۳۶،۸۷	۶،۸۶	۴،۹۴	۲۰،۲۵	۱،۸۴	۱،۷۱	۷،۱۲	۴۸،۱۸			کنسانتره			
	۱۹،۱۲		۶،۴۵		۰،۶۹	۱۸،۰۱	۷،۳۱	۳۵،۶۷		۸۵	باطله			
	۲۲،۲۷		۴،۳۶		۱،۶۵	۲۹،۰۳	۸،۰۹	۴۱،۱۶			خوراک			
۲۴،۷۹	۲۶،۲۶	۱۸،۵۲	۳،۸۴	۳۸،۲۶	۴،۷۵	۶،۱۰	۸،۰۰	۵۵،۹۶	۳۶۰	۶۴۸		کنسانتره	۶	۹۵/۳/۱۱
	۳۱،۳۴		۴،۵۱		۱،۲۹	۲۲،۹۳	۷،۸۵	۴۲،۷۵				باطله		
۳۰،۲۳	۳۰،۰۶	۱۷،۴۶	۳،۶۷	۵۳،۷۳	۳،۳۲	۴،۹۲	۷،۸۴	۵۱،۲۶			کنسانتره			
	۱۹،۷۶		۴،۶۹		۰،۷۶	۱۸،۰۱	۷،۵۳	۳۹،۷۲		۳۸	باطله			

جدول ۱۲: نتایج عیار و پارامترهای متالورژیکی مربوط به کلیت مدار سرب در ۶ سری نمونه‌برداری

شماره	جریان نام	دبی جامد (t/h)	درصد جامد	pH	Pb		Zn		Fe	
					عیار (%)	بازیابی (%)	عیار (%)	بازیابی (%)	عیار (%)	بازیابی (%)
۱	کنسانتره کلیت ۳ سرب	۰،۰۶	۵۳،۲۱	۸،۹۱	۶۳،۱۹	۵۹،۷۱	۴،۸۶	۷،۵۴	۴،۲۴	۱،۰۳
	باطله کلیت ۱ سرب	۰،۸۰	۳۸،۰۵	۸،۰۶	۳،۲۹		۴،۶۰		۳۱،۵۰	
۲	کنسانتره کلیت ۳ سرب	۰،۰۴	۲۲،۶۶	۸،۰۰	۶۸،۶۲	۳۱،۳۷	۴،۱۶	۳،۲۳	۲،۶۸	۰،۸۰
	باطله کلیت ۱ سرب	۱،۰۷	۱۸،۴۶	۸،۵۱	۵،۹۸		۵،۰۱		۳۰،۱۲	
۳	کنسانتره کلیت ۳ سرب	۰،۴۲	۵۰،۸۶	۸،۸۰	۶۷،۵۰	۵۰،۷۸	۲،۹۵	۵،۵۱	۲،۲۷	۰،۹۲
	باطله کلیت ۱ سرب	۳،۸۲	۳۵،۶۹	۹،۰۴	۷،۲۲		۵،۶۲		۲۶،۹۴	
۴	کنسانتره کلیت ۳ سرب	۰،۳۰	۴۷،۲۳	۹،۹۵	۶۷،۵۰	۵۵،۶۵	۴،۵۸	۵،۱۷	۲،۷۶	۰،۶۱
	باطله کلیت ۱ سرب	۴،۷۹	۳۲،۹۰	۸،۹۱	۳،۴۱		۵،۳۰		۲۸،۶۷	
۵	کنسانتره کلیت ۳ سرب	۰،۳۳	۶۹،۱۰	۸،۶۵	۴۴،۲۵	۴۶،۵۳	۸،۲۶	۸،۸۷	۱،۰۲۹	۱،۷۹
	باطله کلیت ۱ سرب	۵،۲۲	۵۰،۵۸	۷،۹۸	۳،۲۰		۵،۴۲		۳۵،۱۱	
۶	کنسانتره کلیت ۳ سرب	۰،۰۶	۵۶،۲۶	۸،۷۰	۵۹،۳۲	۱۳،۱۳	۲،۰۰	۰،۷۵	۳،۴۷	۰،۶۸
	باطله کلیت ۱ سرب	۶،۰۴	۴۰،۳۶	۸،۱۲	۴،۱۷		۳،۸۵		۲۶،۴۰	

۳-۳- تحلیل نتایج حاصل از نمونه‌برداری مدار روی

با مقایسه بازیابی کلی روی در شکل ۵ با بازیابی رافر روی در شکل ۱۱ این نتیجه حاصل شد که با کاهش بازیابی روی در مرحله رافر، بازیابی کلی آن هم کاهش می‌یابد به همین دلیل برای افزایش بازیابی روی باید رافر روی بهینه شود. همان‌طور

که در جدول ۱۳ مشاهده می‌شود در نمونه‌برداری‌های ۱ و ۲ که میزان مصرف سولفات مس کمتر از ۲۰۰ گرم بر تن است، بازیابی رافر روی برابر ۴۰ درصد است اما در نمونه‌برداری‌های دیگر که سولفات مس بیش از ۳۰۰ گرم بر تن مصرف شده، بازیابی رافر روی بالای ۵۰ درصد است، بنابراین با افزایش

جدول ۱۳: مواد شیمیایی مصرفی و داده‌های عیار و پارامترهای متالورژیکی مربوط به رافر و اسکونجر مدار روی در ۶ سری نمونه‌برداری

Fe	Zn		Pb		دبی جامد (t/h)	pH	درصد جامد	4037 (g/t)	PAX (g/t)	CuSO <sub>4</sub> (g/t)	جریان		سری نمونه‌برداری
	عیار(%)	بازیابی(%)	عیار(%)	بازیابی(%)							خوراک	کسنتره	
	۲۳,۳۴		۹,۵۲		۱,۳۱	۳۹,۳۸	۹,۶۶	۳۷,۰۸				خوراک	۱
۱۶,۱۱	۲۴,۸۷	۳۹,۲۵	۲۴,۷۰	۲۲,۸۵	۱,۹۸	۵,۹۵	۹,۴۱	۵۴,۴۰	۳	۵	۱۴۰	کسنتره	
	۲۳,۱۰		۶,۸۱		۱,۱۹	۳۳,۴۳	۸,۹۰	۳۴,۲۶				باطله	
۴۵,۸۰	۲۹,۲۷	۵۳,۰۹	۱۴,۴۴	۴۶,۴۲	۱,۳۰	۱۶,۹۴	۸,۲۴	۴۸,۸۴	۱۶	۴۸	۴۸	کسنتره	
	۲۳,۱۱		۵,۶۵		۱,۰۸	۲۵,۶۱	۸,۰۵	۳۲,۲۴				باطله	
۵۲,۴۶	۳۴,۰۲	۵۵,۸۹	۸,۸۶	۲۷,۷۲	۰,۸۴	۹,۱۳	۸,۰۰	۴۸,۰۷		۱۱		کسنتره	
	۱۶,۹۵		۳,۸۷		۱,۵۱	۱۶,۴۹	۷,۶۳	۲۰,۹۲				باطله	
	۲۷,۶۷		۷,۷۸		۲,۰۵	۳۷,۴۷	۷,۶۶	۴۰,۴۹				خوراک	۲
۲۹,۹۴	۳۲,۳۸	۴۰,۳۱	۱۲,۲۶	۳۴,۶۹	۲,۷۸	۹,۵۹	۷,۸۹	۵۶,۳۵	۳۴	۲۸	۱۸۶	کسنتره	
	۲۶,۳۴		۶,۲۴		۱,۸۷	۲۷,۸۸	۷,۵۳	۳۸,۶۹				باطله	
۴۳,۵۰	۳۴,۱۱	۴۲,۶۰	۷,۹۵	۵۷,۳۹	۲,۹۰	۱۲,۰۲	۸,۹۵	۵۷,۲۳	۲۱	۹۴	۳۴	کسنتره	
	۲۱,۷۸		۵,۶۸		۰,۸۷	۲۲,۸۰	۸,۶۱	۳۱,۶۲				باطله	
۴۱,۹۲	۳۰,۰۰	۳۹,۸۷	۷,۴۴	۴۳,۳۸	۱,۲۴	۶,۹۴	۸,۸۱	۵۷,۰۶		۵		کسنتره	
	۱۸,۰۰		۴,۹۱		۰,۷۱	۱۵,۸۶	۸,۷۰	۲۷,۵۸				باطله	
	۲۲,۳۱		۷,۵۵		۱,۱۲	۳۳,۶۲	۹,۵۳	۴۱,۱۸				خوراک	۳
۲۱,۰۰	۳۲,۶۱	۶۱,۳۳	۱۷,۱۲	۴۲,۱۹	۱,۷۵	۹,۰۸	۹,۲۷	۵۸,۴۱	۱۴	۳۴	۵۰۶	کسنتره	
	۲۱,۳۲		۴,۰۱		۰,۸۹	۲۴,۵۴	۸,۹۰	۳۸,۶۱				باطله	
۴۴,۹۲	۳۲,۴۵	۴۷,۲۲	۷,۰۵	۳۴,۵۲	۱,۰۱	۸,۱۴	۹,۲۰	۵۸,۱۲	۳۰	۸۲	۷۵	کسنتره	
	۱۷,۵۲		۳,۱۳		۰,۸۴	۱۸,۵۶	۸,۹۵	۳۴,۹۳				باطله	
۱۹,۸۴	۲۹,۹۰	۲۰,۱۰	۵,۴۱	۱۲,۶۰	۰,۹۱	۲,۱۶	۹,۰۰	۵۴,۶۱				کسنتره	
	۱۵,۷۶		۲,۸۳		۰,۸۲	۱۶,۴۰	۸,۸۹	۲۸,۲۱				باطله	
	۲۴,۱۱		۵,۱۲		۰,۸۶	۳۴,۳۸	۹,۰۹	۴۱,۴۶				خوراک	۴
۲۵,۸۰	۲۶,۳۳	۶۴,۳۵	۱۲,۳۴	۳۳,۵۳	۱,۰۸	۹,۱۸	۹,۰۰	۵۹,۵۱	۷	۱۲	۳۴۴	کسنتره	
	۲۱,۲۴		۲,۴۹		۰,۷۸	۲۵,۲۰	۸,۸۰	۴۱,۵۹				باطله	
۴۶,۲۴	۳۱,۲۳	۳۵,۷۹	۴,۴۸	۵۱,۴۳	۱,۲۴	۸,۸۳	۹,۰۰	۵۵,۸۱	۶/۵	۳۱	۴۵	کسنتره	
	۱۸,۰۳		۲,۴۴		۰,۵۸	۱۸,۰۹	۸,۸۰	۳۴,۹۳				باطله	
۱۸,۸۳	۳۵,۴۹	۱۳,۶۴	۳,۴۸	۱۵,۶۷	۰,۹۵	۱,۷۳	۸,۶۵	۵۷,۲۳	۱/۵			کسنتره	
	۱۶,۳۴		۲,۳۳		۰,۴۹	۱۶,۳۶	۸,۵۰	۲۶,۶۰				باطله	
	۲۷,۶۱		۷,۷۷		۰,۷۹	۳۸,۴۴	۸,۷۱	۴۲,۴۶				خوراک	۵
۳۶,۵۲	۳۴,۸۷	۵۱,۸۸	۱۳,۹۴	۴۰,۲۶	۱,۱۰	۱۱,۱۲	۸,۶۴	۶۲,۶۱		۱۵	۵۰۷	کسنتره	
	۲۴,۶۳		۵,۲۶		۰,۶۷	۲۷,۳۲	۸,۵۵	۴۰,۷۰				باطله	
۵۴,۱۳	۳۸,۶۵	۶۱,۱۷	۹,۱۱	۴۶,۸۹	۰,۸۹	۱۰,۸۶	۸,۶۱	۵۴,۱۸		۳۴	۵۰	کسنتره	
	۱۹,۰۲		۳,۳۴		۰,۶۰	۱۹,۳۹	۸,۵۳	۳۳,۸۰				باطله	
۲۷,۸۴	۳۵,۱۱	۲۸,۷۲	۶,۱۷	۱۹,۸۶	۰,۷۹	۲,۹۲	۸,۵۴	۵۹,۹۸				کسنتره	
	۱۶,۵۲		۲,۷۳		۰,۵۶	۱۶,۴۶	۸,۲۶	۲۵,۸۷				باطله	
	۲۶,۷۸		۴,۹۴		۰,۷۲	۳۸,۲۵	۸,۶۰	۵۱,۴۷				خوراک	۶
۵۰,۵۳	۳۴,۳۳	۶۹,۳۴	۸,۶۹	۴۴,۳۵	۰,۸۱	۱۵,۰۸	۸,۲۴	۶۱,۷۸	۱۰	۱۵	۳۸۲	کسنتره	
	۲۲,۱۲		۲,۵۰		۰,۶۶	۲۳,۱۷	۸,۰۶	۴۷,۸۱				باطله	
۳۴,۹۸	۳۹,۷۵	۲۷,۵۷	۳,۳۴	۲۵,۳۰	۰,۷۳	۶,۳۲	۸,۱۲	۶۰,۷۵	۲۴	۴۶	۷۶	کسنتره	
	۲۰,۱۱		۲,۳۰		۰,۶۱	۲۳,۳۸	۸,۰۸	۳۲,۲۸				باطله	
۴۳,۷۲	۳۱,۵۰	۳۰,۳۴	۲,۵۰	۲۰,۵۹	۰,۴۵	۶,۵۳	۷,۶۲	۴۸,۰۲				کسنتره	
	۱۵,۷۸		۲,۲۶		۰,۶۸	۱۶,۸۵	۷,۵۰	۲۸,۹۲				باطله	

روی افزایش می‌یابد.

در تمام نمونه‌برداری‌ها میزان بازیابی و عیار آهن در کنسانتره نهایی روی بالا است که احتمالاً به دلیل انتخابیت پایین کلکتور PAX و یا عدم تنظیم مناسب pH است (جدول ۱۴). با توجه به شکل ۱۱ با افزایش درصد جامد خوراک رافر روی میزان بازیابی وزنی افزایش یافته است که به تبع آن بازیابی رافر روی هم زیاد شده است اما از آنجایی که فلوتاسیون انتخابی در درصد جامد بالا کاهش پیدا می‌کند به همین دلیل عیار کنسانتره رافر روی کاهش یافته است. با کاهش عیار روی در مرحله رافر، دستیابی به محصولی با عیار مناسب برای فروش (۴۸ درصد) هم دشوار می‌شود. درصد جامد خوراک رافر روی در نمونه‌برداری ۱ برابر ۳۷ درصد است که عیار روی در مرحله رافر و کلینر ۳ به ترتیب ۲۴۷۰ و ۵۱۵۴ درصد به دست آمده است اما در نمونه‌برداری ۶ که درصد جامد بالا و برابر ۵۱ درصد است، عیار روی در مرحله رافر و کلینر ۳ به ترتیب ۸۶۹ و ۴۰۲۳ حاصل شده است. البته در بازیابی روی فاکتورهای موثر اشاره شده مانند میزان مصرف سولفات مس، کلکتورها، pH و درصد جامد دارای تاثیر متقابل بر یکدیگرند به همین دلیل با انجام تست‌های آزمایشگاهی، می‌توان تاثیر هر یک بر بازیابی روی را به صورت جداگانه مشخص کرد.

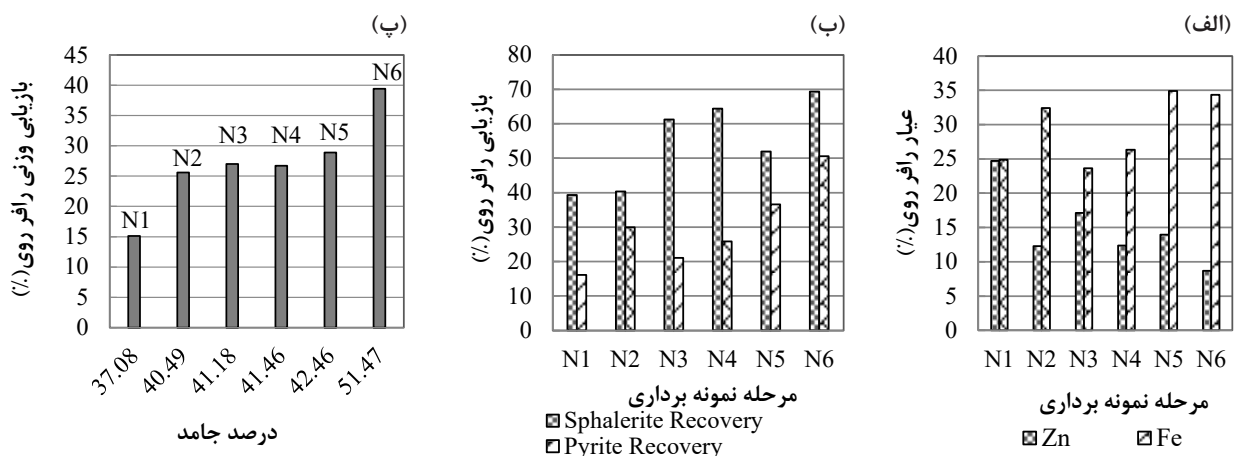
با توجه به موارد یاد شده و نتایج حاصل، در ادامه برای کاهش هدررفت سرب و روی در باطله و افزایش بازیابی و کارایی جدایش در مدار فلوتاسیون موارد زیر پیشنهاد می‌شود: - بررسی و انتخاب روش مناسب برای کاهش هدررفت سرب و روی در مدار پیش‌فلوتاسیون

سولفات مس تا حد مناسب می‌توان بازیابی رافر روی را افزایش داد. یکی از دلایل پایین بودن بازیابی رافر روی در تمام نمونه‌برداری‌ها عدم افزودن کلکتور در مرحله آماده‌سازی روی می‌تواند باشد چون کلکتور آمیل‌گزنات پتاسیم به مقدار جزئی و آن هم در طول مدار رافر روی توزیع می‌شود و بخش عمده کلکتور در اسکونجر ۱ روی افزوده شده که باعث افزایش فلوتاسیون پیریت شده است و بار در گردش مدار روی را افزایش می‌دهد و فلوتاسیون انتخابی کاهش می‌یابد. در مرحله ۲، نمونه‌برداری میزان مصرف کمک کلکتور ۴۰۳۷ در رافر روی نسبت به دیگر نمونه‌برداری‌ها بسیار بالا بوده است اما باعث افزایش بازیابی آن نشده است، بنابراین در مصرف کمک کلکتور باید دقت شود تا بیش از حد لازم استفاده نشود.

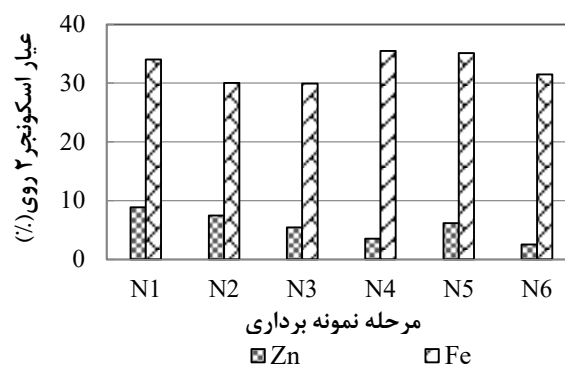
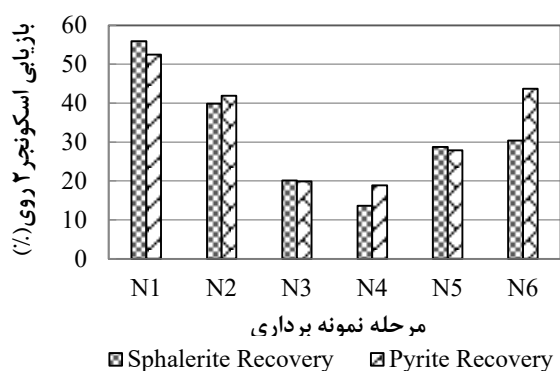
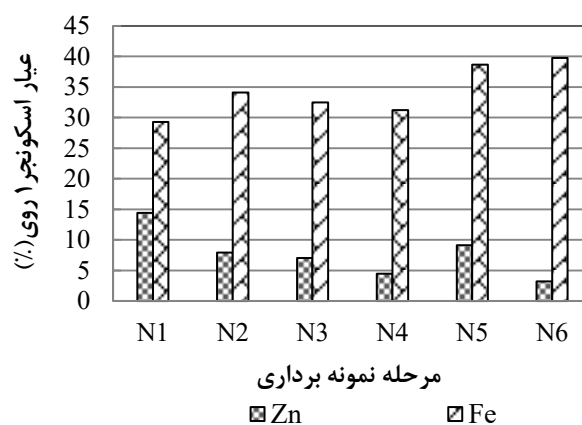
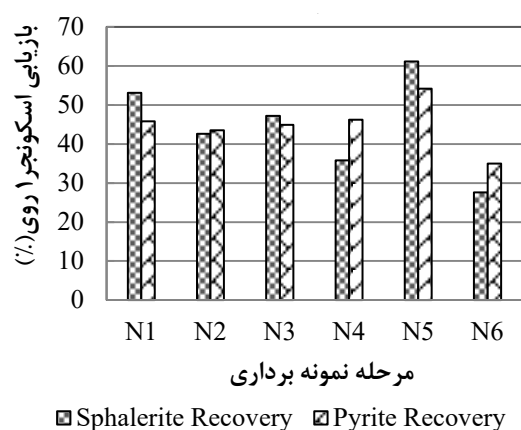
نتایج حاصل از نمونه‌برداری‌های ۱ و ۲ نشان می‌دهد با افزودن مقدار جزئی کلکتور در مرحله اسکونجر ۲ روی می‌توان بازیابی روی را در این مرحله افزایش داد (شکل ۱۲).

در نمونه‌برداری‌هایی که pH مرحله رافر روی بالای ۹ (نمونه‌برداری‌های ۱، ۳ و ۴) بود، ضریب غنی‌سازی در مرحله رافر روی بیش از دو برابر (عیار کنسانتره رافر روی بیش از ۲ برابر خوراک ورودی به رافر) بود.

در نمونه‌برداری‌های ۲، ۵ و ۶ که pH رافر روی کمتر از ۹ است، عیار کنسانتره رافر ۲ برابر یا کمتر از خوراک رافر روی است (جدول ۱۳). با توجه به شکل ۱۱ بازیابی پیریت در نمونه‌برداری‌های ۱، ۳ و ۴ در رافر روی کمتر از نمونه‌برداری‌های ۲، ۵ و ۶ است، بنابراین می‌توان به این نتیجه رسید که با افزایش pH پیریت بازداشت‌شده و کارایی جدایش



شکل ۱۱: تغییرات عیار و بازیابی سرب، روی و آهن ۶ مرحله نمونه‌برداری در رافر روی، (الف) عیار، (ب) بازیابی، (پ) بازیابی وزنی



شکل ۱۲: تغییرات عیار و بازیابی سرب، روی و آهن ۶ مرحله نمونه‌برداری در اسکونجر ۱ و ۲ روی

مرحله نمونه‌برداری از کل خط فلوتاسیون در روزهای مختلف انجام گرفت. به دلیل نبود دبی‌سنج در کارخانه برای مشخص کردن دبی‌های مجهول از موازنه جرمی استفاده و بازیابی‌های وزنی و بازیابی فلزات در بخش‌های مختلف مدار محاسبه شد که نتایج حاصل به شرح زیر است:

- بیشترین هدرروی روی به باطله در فراکسیون‌های ۱۵۰+۳۰۰، ۱۰۰+۱۵۰، ۷۴+۱۰۰- و ۳۷- میکرون رخ می‌دهد که درصد روی باطله در هر سه فراکسیون اول به طور متوسط ۲۰ و در فراکسیون ۳۷- میکرون حدود ۲۴ درصد است اما در سه فراکسیون اول به ترتیب ۴۵، ۵۵ و ۶۵ درصد روی آزاد است. از دلایل عدم فلوتاسیون این مقادیر روی آزاد، زمان اتصال پایین این ذرات با حباب‌ها، نرخ هوادهی نامناسب، عدم کف‌ساز مناسب برای تولید حباب‌های با پایداری بالا، نوع سنگ، میزان سولفات مس مورد نیاز برای فعال‌سازی، میزان کلکتور و نوع آن و ترکیب آن‌ها با یکدیگر، توزیع نامناسب فعال‌ساز و کلکتور در طول خط فلوتاسیون و یا خردایش نامناسب خوراک و در فراکسیون ۳۷- میکرون تولید نرمه زیاد

- بررسی افزایش بازیابی و کارایی جدایش در بخش سلول‌های رافر سرب و روی
- بررسی انتخاب کلکتور/ ترکیب کلکتورها با انتخابیت بالا
- انتخاب بازداشت‌کننده مناسب پیریت و اسفالریت
- استفاده مناسب از بازداشت‌کننده آئرو ۶۳۳
- بهینه کردن مقدار و توزیع مواد شیمیایی مصرفی (کلکتور، بازداشت‌کننده، فعال‌کننده و کف‌ساز)
- تنظیم pH
- تنظیم درصد جامد خوراک
- بهینه‌سازی سیستم خردایش و هیدروسیکلون

#### ۴- نتیجه‌گیری

در این مطالعه برای دستیابی به شرایط عملیاتی بهتر، بهبود وضعیت کنونی و ارتقا سطح بهره‌روی مدار فلوتاسیون کارخانه سرب و روی کوشک یزد با نمونه‌برداری از خط فلوتاسیون کارخانه و تحلیل نتایج حاصل از آن، عیب‌یابی مدار انجام شد. برای بررسی کامل و تخمین نوسانات و تغییرپذیری سیستم، ۶

جدول ۱۴: نتایج عیار و پارامترهای متالورژیکی مربوط به کلیتر مدار روی در ۶ سری نمونه برداری

شماره	جریان نام	دبی جامد (t/h)	درصد جامد	pH	Pb		Zn		Fe	
					عیار (%)	بازیابی (%)	عیار (%)	بازیابی (%)	عیار (%)	بازیابی (%)
۱	کنسانتره کلیتر ۱ روی	۳,۰۴	۵۰,۱۱	۹,۱۰	۲,۴۹	۵۲,۹۵	۳۵,۵۶	۱۴,۷۱	۲۴,۶۸	۶۴,۰۳
	باطله کلیتر ۱ روی	۴,۲۸	۴۶,۳۴	۹,۲۷	۱,۵۷		۱۴,۲۰	۳۴,۰۸		
	کنسانتره کلیتر ۲ روی	۲,۸۱	۳۴,۹۳	۹,۸۰	۲,۶۷	۷۵,۰۲	۴۳,۲۶	۸۴,۷۲	۹,۹۴	۴۶,۴۵
	باطله کلیتر ۲ روی	۱,۳۷	۴۱,۱۵	۹,۵۰	۱,۸۴		۱۶,۰۰	۲۴,۳۱		
۲	کنسانتره کلیتر ۳ روی	۱,۶۷	۱۶,۴۵	۹,۱۸	۳,۰۴	۶۷,۹۵	۵۱,۵۴	۷۱,۱۱	۴۶,۴۰	۷۱,۱۱
	باطله کلیتر ۳ روی	۱,۱۳	۱۰,۶۴	۹,۰۰	۲,۱۳		۳۱,۰۰	۱۳,۵۱		
	کنسانتره کلیتر ۱ روی	۶,۳۵	۵۱,۷۸	۸,۹۰	۱,۹۵	۳۶,۵۸	۱۹,۹۸	۸۰,۸۶	۳۹,۰۵	۲۹,۰۲
	باطله کلیتر ۱ روی	۷,۴۷	۳۷,۷۵	۹,۵۲	۲,۹۲		۴,۰۲	۳۸,۱۱		
۳	کنسانتره کلیتر ۲ روی	۳,۹۷	۲۶,۶۱	۹,۷۸	۲,۳۵	۵۶,۹۵	۳۱,۱۶	۷۵,۸۳	۳۳,۷۷	۲۰,۲۳
	باطله کلیتر ۲ روی	۴,۲۴	۳۵,۲۸	۹,۱۲	۱,۷۰		۹,۳۰	۳۸,۱۳		
	کنسانتره کلیتر ۳ روی	۲,۱۱	۱۴,۲۳	۸,۸۰	۲,۵۷	۵۸,۱۲	۴۱,۴۴	۷۰,۶۸	۳۳,۹۲	۱۲,۹۱
	باطله کلیتر ۳ روی	۱,۸۶	۹,۶۵	۸,۵۵	۲,۱۵		۱۹,۵۰	۲۸,۷۹		
۴	کنسانتره کلیتر ۱ روی	۳,۹۲	۵۹,۱۲	۹,۴۰	۱,۶۸	۳۴,۹۰	۳۰,۰۵	۶۱,۳۶	۲۴,۶۳	۱۸,۵۰
	باطله کلیتر ۱ روی	۷,۴۶	۴۹,۲۳	۹,۹۰	۱,۷۲		۹,۹۵	۲۹,۶۴		
	کنسانتره کلیتر ۲ روی	۲,۳۶	۳۲,۸۸	۱۰,۳۱	۲,۰۰	۶۲,۱۴	۴۴,۳۰	۷۳,۹۹	۳۱,۰۴	۱۲,۰۰
	باطله کلیتر ۲ روی	۲,۳۱	۳۷,۶۲	۱۰,۰۰	۱,۳۰		۱۵,۹۲	۲۶,۹۵		
۵	کنسانتره کلیتر ۳ روی	۱,۶۱	۱۲,۷۲	۹,۱۵	۲,۳۱	۷۸,۸۳	۵۰,۳۰	۷۷,۵۰	۳۲,۸۸	۵,۷۸
	باطله کلیتر ۳ روی	۰,۷۵	۷,۸۱	۸,۹۵	۱,۳۵		۳۱,۴۰	۲۵,۰۰		
	کنسانتره کلیتر ۱ روی	۴,۷۲	۵۲,۳۵	۹,۷۰	۱,۴۶	۴۸,۳۴	۲۴,۹۹	۷۵,۲۵	۲۸,۲۷	۲۴,۲۲
	باطله کلیتر ۱ روی	۷,۷۰	۴۸,۹۸	۹,۲۰	۰,۹۷		۵,۰۴	۳۵,۲۶		
۶	کنسانتره کلیتر ۲ روی	۲,۲۳	۲۱,۳۲	۱۰,۴۰	۱,۵۱	۴۲,۳۴	۴۱,۵۸	۶۸,۰۰	۲۱,۷۱	۱۲,۸۲
	باطله کلیتر ۲ روی	۳,۲۵	۳۲,۲۸	۱۰,۰۰	۱,۳۴		۱۳,۴۲	۳۳,۲۲		
	کنسانتره کلیتر ۳ روی	۱,۴۸	۱۴,۳۳	۹,۸۵	۱,۷۴	۷۶,۴۳	۵۰,۴۲	۸۰,۴۲	۳۹,۷۳	۷,۶۸
	باطله کلیتر ۳ روی	۰,۷۵	۸,۳۷	۹,۵۰	۱,۱۵		۲۴,۱۷	۲۲,۷۷		
۷	کنسانتره کلیتر ۱ روی	۵,۶۹	۶۲,۰۶	۹,۳۴	۱,۵۰	۴۷,۳۲	۲۲,۷۲	۶۰,۶۷	۲۹,۶۳	۲۷,۵۸
	باطله کلیتر ۱ روی	۹,۵۷	۵۴,۳۱	۹,۹۲	۱,۰۰		۸,۷۵	۳۸,۹۵		
	کنسانتره کلیتر ۲ روی	۳,۶۹	۳۷,۳۸	۹,۱۱	۱,۶۱	۵۰,۳۴	۳۴,۲۵	۶۸,۵۱	۳۲,۱۲	۱۸,۰۱
	باطله کلیتر ۲ روی	۴,۱۴	۵۳,۴۱	۹,۴۳	۱,۴۰		۱۴,۰۰	۳۴,۲۰		
۸	کنسانتره کلیتر ۳ روی	۱,۵۴	۲۲,۶۸	۱۰,۲۵	۱,۷۴	۴۵,۲۴	۴۶,۱۴	۵۶,۳۹	۲۱,۵۷	۹,۲۸
	باطله کلیتر ۳ روی	۲,۱۴	۱۵,۶۰	۱۰,۶۱	۱,۵۲		۲۵,۶۹	۲۳,۲۵		
	کنسانتره کلیتر ۱ روی	۲,۲۱	۶۲,۹۱	۸,۹۵	۱,۳۵	۲۳,۱۲	۲۷,۹۷	۴۲,۱۹	۸,۸۰	۲۲,۱۰
	باطله کلیتر ۱ روی	۱۳,۹۳	۵۶,۵۹	۸,۴۵	۰,۷۰		۶,۰۸	۳۷,۰۰		
۹	کنسانتره کلیتر ۲ روی	۱,۲۸	۲۸,۵۴	۸,۴۰	۱,۹۸	۷۸,۹۵	۳۸,۲۱	۷۵,۹۶	۲۹,۳۵	۱۲,۰۰
	باطله کلیتر ۲ روی	۱,۰۶	۴۲,۲۲	۸,۳۰	۰,۶۵		۱۴,۶۰	۳۴,۸۹		
	کنسانتره کلیتر ۳ روی	۱,۱۵	۱۶,۶۱	۸,۴۱	۲,۰۱	۹۱,۷۲	۴۰,۲۳	۹۵,۱۳	۷۷,۷۰	۱۰,۳۲
	باطله کلیتر ۳ روی	۰,۱۲	۶,۹۲	۸,۳۰	۱,۷۶		۱۹,۳۰	۲۷,۰۰		

درصد است که مکانیزم غالب هدرروی به صورت دنباله روی است که در این بخش علاوه بر استفاده از بازداشت کننده های مناسب، توجه به درصد جامد و انجام شست و شوی سرریز پیش فلوتاسیون می تواند در کاهش هدررفت سرب و روی موثر

و کاهش احتمال برخورد و کاهش اتصال آن ها به حباب ها است.

- در مرحله پیش فلوتاسیون (برای حذف کربن آلی) به طور میانگین هدرروی سرب و روی به ترتیب حدود ۱۰ و ۶



- [3] Salama, A. I. A. (2003). "A technique for interpolation and smoothing of mass-size-density data". *International Journal of Mineral Processing*, 70: 123-146.
- [4] Salama, A. I. A. (1999). "Sampling schemes for mass balance of flowsheets with multicomponent streams". *International Journal of Mineral Processing*, 55: 219-229.
- [5] Wills, B. A., and Napier-Munn, T. (2006). "Mineral processing technology". Elsevier Science and Technology, Amsterdam, 7th Edition, 75-80.
- [6] Smith, H. W., and Frew, J. A. (1983). "Design and analysis of sampling experiments—a sensitivity approach". *International Journal of Mineral Processing*, 11: 267-284.
- [7] Frew, J. A. (1983). "Computer-aided design of sampling schemes". *International Journal of Mineral Processing*, 11: 255-265.
- [۸] حسنی پاک، ع.ا.؛ ۱۳۷۰؛ "نمونه‌برداری معدنی". انتشارات دانشگاه تهران، ص ۲۳۰-۲۲۷.
- [9] Gy, P. M. (1982). "Sampling of Particulate Materials—Theory and Practice". Elsevier, Amsterdam, 2nd Edition.
- [۱۰] بنیسی، ص.؛ ۱۳۸۸؛ "مسائل کاربردی فرآوری مواد معدنی". انتشارات دانشگاه هرمزگان، ص ۱۰-۸.
- [11] Gredelj, S., Zanin, M., and Grano, S. R. (2009). "Selective flotation of carbon in the Pb-Zn carbonaceous sulphide ores of Century Mine, Zinifex". *Minerals Engineering*, 22: 279-288.
- [12] Lynch, A. J., Johnson, N. W., Manlapig, E. V., and Thorne, C. G. (1980). "Mineral and Coal Flotation Circuits". Elsevier Science Ltd, London.

باشد.

- مقدار کف‌ساز MIBC مورد استفاده در خط فلوتاسیون کم بود و مقدار آن به طور متوسط ۳ گرم بر تن اندازه‌گیری شد و قسمت عمده توزیع آن فقط در مرحله پیش‌فلوتاسیون است که جذب مواد کربن‌دار و مواد آلی شده و به باطله فرستاده می‌شود، بنابراین با قرار دادن کف‌ساز در مدار سرب و روی به ویژه زمانی که از کلکتورهای دی‌تیوفسفات استفاده نمی‌شود، می‌توان کف‌های پایداری را تولید کرد.

- میزان مصرف کلکتور اتیل‌گزنات پتاسیم در مدار سرب‌گیری بالاست و لزوماً با افزایش مصرف آن در نمونه سنگ که سرب آن به راحتی فلوته نمی‌شود، بازیابی افزایش نمی‌یابد که این امر بهینه‌سازی مواد شیمیایی را از نظر مصرف، توزیع و یا جایگزینی ضروری می‌سازد.

- در بعضی مواقع که میزان مواد کربن‌دار در خوراک زیاد است در مرحله پیش‌فلوتاسیون تمام مواد کربن‌دار گرفته نمی‌شود و مقداری از آن به مدار سرب راه می‌یابد، به همین دلیل احتمالاً با استفاده از بازداشت‌کننده ۶۳۳ می‌توان مواد کربن‌دار را بازداشت کرد.

## ۵- سپاس‌گزاری

از مجموعه شرکت معادن بافق به دلیل حمایت‌ها و همکاری‌شان، صمیمانه تشکر و قدردانی می‌شود.

## ۶- مراجع

- [۱] بنیسی، ص.، یاراحمدی، م. ر.؛ ۱۳۹۱؛ "موازنه جرم در سیستم‌های فرآوری مواد". ویرایش دوم، انتشارات دانشگاه هرمزگان، تهران، ص ۵۶-۲۲.

- [2] Rollins, D., and Davis, J. (1992). "Unbiased Estimation of Gross Error in Process Measurement". *AIChE JOURNAL*, 38: 563-572.

<sup>1</sup> Smith and Frew



DOI: 10.30479/jmre.2019.9573.1196

## Mass Balancing and Troubleshooting of Kooshk Lead- Zinc Mineral Processing Plant

Heydari Gh.<sup>1</sup>, Mehrabani J.V.<sup>2\*</sup>, Bagheri B.<sup>3</sup>

- 1- M.Sc, Dept. of Mineral Processing, Faculty of Mining Engineering, Sahand University of Technology, Sahand New Town, Tabriz, Iran  
ghasemhydarei@gmail.com
- 2- Assistant Professor, Dept. of Mineral Processing, Faculty of Mining Engineering, Sahand University of Technology, Sahand New Town, Tabriz, Iran  
Mehrabani@sut.ac.ir
- 3- M.Sc, Dept. of Mineral Processing, Faculty of Mining Engineering, Sahand University of Technology, Sahand New Town, Tabriz, Iran  
b\_bagheri@sut.ac.ir

(Received: 04 Nov. 2018, Accepted: 30 Jan. 2019)

**Abstract:** In this research, Koosh mineral processing plant's performance was investigated and troubleshot using systematic sampling. As there was no mass/volume flowmeter on the pipelines, process flow rates were calculated based on the mass balancing of notes using obtained gross samples data from different points of the plant. Obtained results indicated that about 10% Pb and 6% Zn were lost in the pre-flotation stage. Regarding the particle size of pre-flotation stage, entrainment was detected the main reason of Pb and Zn loss. Therefore, applying appropriate depressants and cleaning of the floated part can decrease Pb and Zn loss in the pre-flotation stage. Mass balancing results show that addition of the higher amount of reagents did not improve flotation recovery. Pb recovery generally was under 50% and Zn recovery did not reach higher than 62%. Zinc loss to Pb final concentrate and lead and iron content in the Zn final concentrate was high. Consequently, in order to improve plant metallurgical efficiency using appropriate depressant, selective collectors, appropriate reagents distribution were recommended.

**Keywords:** Flotation circuit, Sampling, Mass balance, Troubleshooting.

### INTRODUCTION

Mass balancing is critical to many mineral processing plants: troubleshooting/improving/ assessing plant performance, monitoring/controlling plant operation, accounting/reporting metal production. In order to calculate a steady-state mass balance for an entire complex circuit, sampling from the minimum streams is required. Any plant flowsheet can be reduced to a series of nodes, where process streams either join or separate. It has been reported that, providing the mass flow of a reference stream is known, the minimum number of streams which must be sampled to ensure production of a complete circuit mass balance is [1,2]:

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

where N= minimum number of streams, F = number of feed streams; S = number of simple separator nodes.

In this research Kooshk mineral processing plant was simplified to joint / separator nodes. Minimum sampling were detected and required samples were taken from the simplified streams. Then a steady-state mass balance was calculated from the connection matrix and plant performance and troubleshooting was applied.

**METHODS**

Figure 1 shows Kooshk simplified plant as nodes and streams. Minimum sampling points was calculated 21 streams.

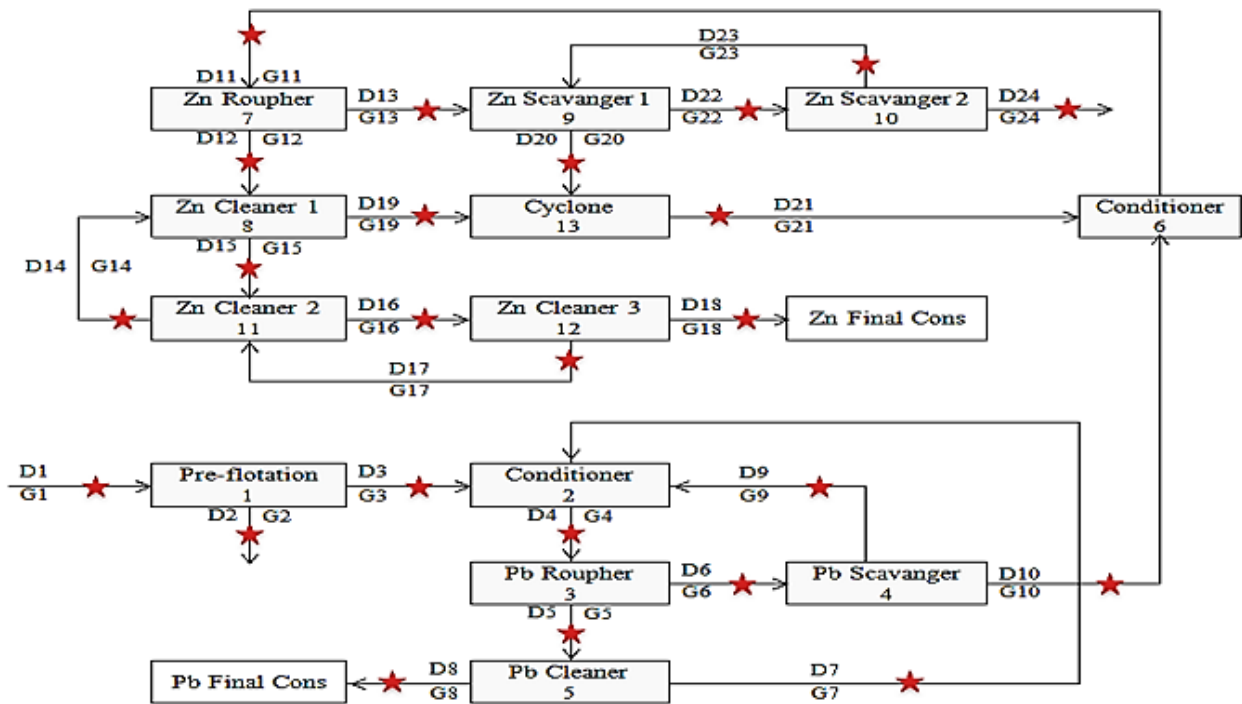


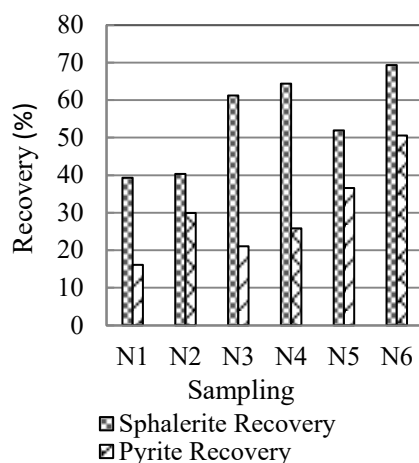
Figure 1. Kooshk simplified plant as nodes and streams (★ symbol indicates sampling points)

**FINDINGS AND ARGUMENT**

The mass balancing results indicated that about 10% and 6% of Pb and Zn is loosed in the pre-flotation stage and transferred to tailing directly, respectively. Particle size analysis of pre-flotation stage concentrate showed that about 87% and 70% of Pd and Zn is have been distributed in the size fraction of finer than 11 micron, respectively. Increasing pulp solid percent in the pre- flotation stage resulted in increasing of slimes entrainment. As a results Pb and Zn loss enhanced to tailing.

The obtained results from the sampling and mass balancing indicated that galena is not appropriately floated in the Pb circuit. Presence of carbonaceous matters, tarnished surface of galena and lack of frother were proposed as main reasons for decreasing galena recovery in this stage.

Results of different stages of sampling presented in the Figure 2 (N1 –N6). The results shows that sphalerite recovery changes from 40 to 70% .However it can be observed that pyrite floated considerably beside the sphalerite in the rougher stage. In addition results indicated that Zn grade in the final tailing is high.



**Figure 2.** Sphalerite and pyrite recovery in the 6 stages of sampling in the Zn rougher circuits

## CONCLUSIONS

Performance of Kooshk mineral processing was investigated in this work using systematic sampling and mass balancing of flotation circuits. Connection matrix was used for calculation of streams flow in the plants. Based on the obtained results, applying appropriate type and dosage of reagents is recommended in order to improve Pb and Zn recoveries, when the plant recovery is low. In addition pyrite depression during the flotation is necessary for producing high grade concentrate. Therefore, applying appropriate pyrite depressant is recommended in the plant.

## REFERENCES

- [1] Banisi, S., and Yarahmadi, M. R. (2012). "Mass balancing in mineral processing systems". Hormozgan university publisher.
- [2] Wills, B. A., and Napier-Munn, T. (2006). "Mineral processing technology". 7th Edition, Amsterdam: Elsevier Science and Technology.