Archive of SID

نشریه علمی-پژوهشی "مهندسی معدن"
IranianJournalof Mining Engineering (IRJME)

دوره یازدهم،شماره۲۹، زمستان۱۳۹۴، صفحه ۱۰۷تا ۱۱۷
Vol. 10, No. 29, 2016, pp.107-117

مدل سازی و بهینه‌سازی عیار حد در معادن با محصولات چندگانه

سجاد محمدی[۱]؛ محمد عطایی[۲*]؛ رضا کاکایی[۳] ؛ اسحاق پورزمانی[۴]

۱- دانشجوی دکتری استخراج معدن، دانشگاه صنعتی شاهرود، sadjadmohammadi@yahoo.com
۲- استاد گروه استخراج معدن، دانشگاه صنعتی شاهرود، ataei@shahroodut.ac.ir
۳- استاد گروه استخراج معدن، دانشگاه صنعتی شاهرود، R_kakaie@shahroodut.ac.ir
۴- کارشناس ارشد استخراج معدن، دفتر نظارت طراحی، امور معادن، مجتمع معدنی و صنعتی گل‌گهر سیرجان، eshagh_pourzamani@yahoo.com

(دریافت ۷ بهمن ۱۳۹۲، پذیرش۱۸ مهر ۱۳۹۴)

چکیده

بهینه‌سازی عیارهای حد با هدف بیشینه کردن ارزش خالص فعلی در طول سال‌های عمر معدن، به دلیل وابستگی پارامترهای اقتصادی و طراحی به آن، از مسائل مهم و بنیادی در استخراج معادن روباز است. برای تعیین عیار حد بهینه معمولاً از الگوریتم ارائه‌شده توسط لین استفاده می‌شود. این الگوریتم برای کانسارهای یک فلزی، با فروش یک نوع محصول کاربرد دارد، و در معادن یک فلزی با محصولات چندگانه قابل‌استفاده نیست. با توجه به این موضوع، در پژوهش حاضر با مدنظر قرار دادن معدن سنگ‌آهن شماره ۱ گل‌گهر سیرجان با سه نوع محصول قابل‌فروش (دانه‌بندی، کنسانتره، گندله)، تابع هدف بهینه‌سازی عیار حد تعیین شده است. سپس برای بهینه‌سازی این تابع، روش حذفی جستجوی نسبت طلایی مورد استفاده قرار گرفته است. با توجه به مزیت‌های این روش عددی جواب مسئله به سهولت و با سرعت بالا به دست می‌آید. برای این منظور با نظر گرفتن دقت ۰/۰۱ درصد، عیارهای حد بهینه، مقدار تولید هریک از واحدها و ارزش خالص فعلی برای یک طرح ۵ ساله محاسبه شده است. بر این اساس مقدار عیارهای حد بهینه ۴۷/۵ ٪ تا ۴۰/۵ ٪ و ارزش خالص فعلی برابر با ۱۸۴۸۶/۷۴ میلیارد ریال حاصل شده است.

کلمات کلیدی

عیار حد، عیار حد بهینه، مدل‌سازی، بهینه‌سازی، ارزش خالص فعلی، روش جستجوی نسبت طلایی، معدن سنگ آهن گل‌گهر سیرجان.

*نویسنده مسئول مکاتبات

www.SID.ir

Archive of SID

۱-مقدمه

عیار حد که در معنای ساده مرز بین ماده‌ی معدنی و باطله را مشخص می‌کند، مقیاسی فنی و اقتصادی است که توسط پارامترهای مختلفی مانند خصوصیات زمین‌شناسی (مانند توزیع عیار کانسار)، محدودیت‌های فنی عملیات و انواع پارامترهای اقتصادی تعیین می‌شود. با توجه به وابستگی پارامترهای فنی و اقتصادی متعدد به عیار حد، تعیین آن در دوره‌های مختلف طول عمر معدن مسئله‌ای بنیادی در برنامه‌ریزی معدن و از مشکل‌ترین مسائل پیش روی مهندسان است.

با توجه به این‌که در محاسبه‌ی عیار حد سر به سری که بر اساس تحلیل‌های سر به سری محاسبه می‌شود ارزش زمانی پول، توزیع عیار کانسار و ظرفیت واحدهای مختلف عملیاتی در نظر گرفته نمی‌شود، درنتیجه استخراج با توجه به این عیار منجر به بهینه‌سازی عملیات بهره‌برداری نخواهد شد. به این دلیل از سال ۱۹۵۴ میلادی بهینه‌سازی عیار حد مورد توجه قرار گرفته است [۱]. در سال‌های اخیر بیش‌ترین تلاش‌ها صرف توسعه‌ی مدل‌ها و روابطی شده است که بتوانند عیار حد بهینه را با هدف بیشینه کردن ارزش خالص فعلی محاسبه کنند. در این روابط علاوه بر منظور کردن عوامل اقتصادی، محدودیت‌هایی مانند ظرفیت استخراج، ظرفیت کارخانه‌ی تغلیظ، ظرفیت کارخانه‌ی ذوب، پالایش و همچنین ارزش زمانی پول نیز در نظر گرفته شده‌اند. مهم‌ترین مرجع در این زمینه کتاب کِنت لین است که اولین بار در سال ۱۹۸۸ منتشر و سپس در سال ۱۹۹۱ تجدید چاپ شده است [۲].

در مدل لین عملیات معدن‌کاری به سه قسمت استخراج، تغلیظ و تصفیه تقسیم می‌شود. سپس با تعیین ۶ عیار کاندیدا بر اساس فرض محدود بودن ظرفیت هر یک از سه مرحله و یا تعادل دوبه‌دوی آن‌ها، عیارهای حد بهینه‌ی هر سال محاسبه می‌شود [۳].

پس از ارائه‌ی نظریه‌ی لین، الگوریتم مستقل جدید دیگری ارائه نشده و کارهای انجام‌شده توسط محققین دیگر معطوف به استفاده از روش‌های بهینه‌سازی دیگر بر مبنای این الگوریتم یا بررسی نقش عوامل مختلف در این مسئله بر اساس نظریه‌ی او بوده است. ازجمله این پژوهش‌ها در کانسارهای یک فلزی در سال‌های اخیر می‌توان به این موارد اشاره کرد: استفاده از روش‌های حذفی در بهینه‌سازی عیار حد [۴]، استفاده از قیمت پویای فلز و تعدیل هزینه در بهینه‌سازی عیار حد [۵]، تعیین عیار حد برای بهینه‌سازی NPV بر اساس عامل بهینه‌سازی و با استفاده از الگوریتم GRG (Generalized Reduced Gradient) [۶]، ساخت مدلی با ملاحظات زیست‌محیطی برای بهینه‌سازی عیار حد به‌منظور کمینه کردن تراوش‌های اسیدی[۷]، در نظر گرفتن هزینه‌های انباشت باطله در الگوریتم لین[۸]، استفاده از روش عصبی - ژنتیک برای بهینه‌سازی عیار حد[۹]، در نظر گرفتن توأم انباشتگاه مواد معدنی کم‌عیار، پارامترهای اقتصادی و تعدیلات در بهینه‌سازی عیار حد[۱۰]، بهینه‌سازی تصادفی پویای عیار حد[۱۱]، تأثیر تغییرات قیمت ماده‌ی معدنی بر روی عیار حد بهینه[۱۲]، بهینه‌سازی عیار حد با استفاده از برنامه‌ریزی تصادفی چندمرحله‌ای[۱۳]، اصلاح الگوریتم لین با در نظر گرفتن ظرفیت‌های متغیر واحدها در طول زمان[۱۴]، بهینه‌سازی عیار حد تحت قیمت‌های غیرقطعی و با استفاده از سیستم امتیازدهی تصمیم‌گیری چند معیاره[۱۵].

لین برای بهینه‌سازی عیار حد، روند عملیاتی یک معدن را که تنها محصول تصفیه‌شده‌ی آن به فروش می‌رسد، مدل‌سازی و بر این اساس تابع هدف را تعریف کرد؛ بنابراین مدل وی در معادن یک فلزی که دارای قابلیت تولید و فروش چندین نوع محصول هستند قابل استفاده نیست. با توجه به این نکته، در پژوهش حاضر با مدنظر قرار دادن معدن شماره ۱ سنگ‌آهن گل‌گهر سیرجان که قابلیت فروش سه شکل از محصول (دانه‌بندی شده، کنسانتره و گندله) را دارد، روند عملیاتی معدن مدل‌سازی می‌شود و با استفاده از آن روابط هزینه، درآمد و سود به دست می‌آید و بر اساس آن تابع هدف مسئله برای حداکثر سازی ارزش خالص فعلی تعریف و تعیین می‌شود.

برای بهینه‌سازی این تابع هدف، از روش جستجوی نسبت طلایی که از جمله روش‌های حذفی است، استفاده می‌شود. در روش‌های حذفی نیازی به مشتق‌گیری از تابع هدف نیست، ضمن این‌که حذف فاصله‌ی جواب ممکن در روش جستجوی نسبت طلایی بیش‌ترین مقدار در بین روش‌های حذفی است. با توجه به این نکات جواب مسئله با این روش به سهولت و با سرعت بالا به دست می‌آید. برای این منظور با توجه به پیچیدگی فرآیند رسیدن به جواب، نرم‌افزاری در محیط MATLAB R2011a نوشته شده است و با استفاده از آن، مقادیر عیارهای حد بهینه، تولید واحدهای مختلف معدن، سود حاصل از عملیات و ارزش خالص فعلی برای پس‌ران استخراجی طرح ۵ ساله محاسبه می‌شود.

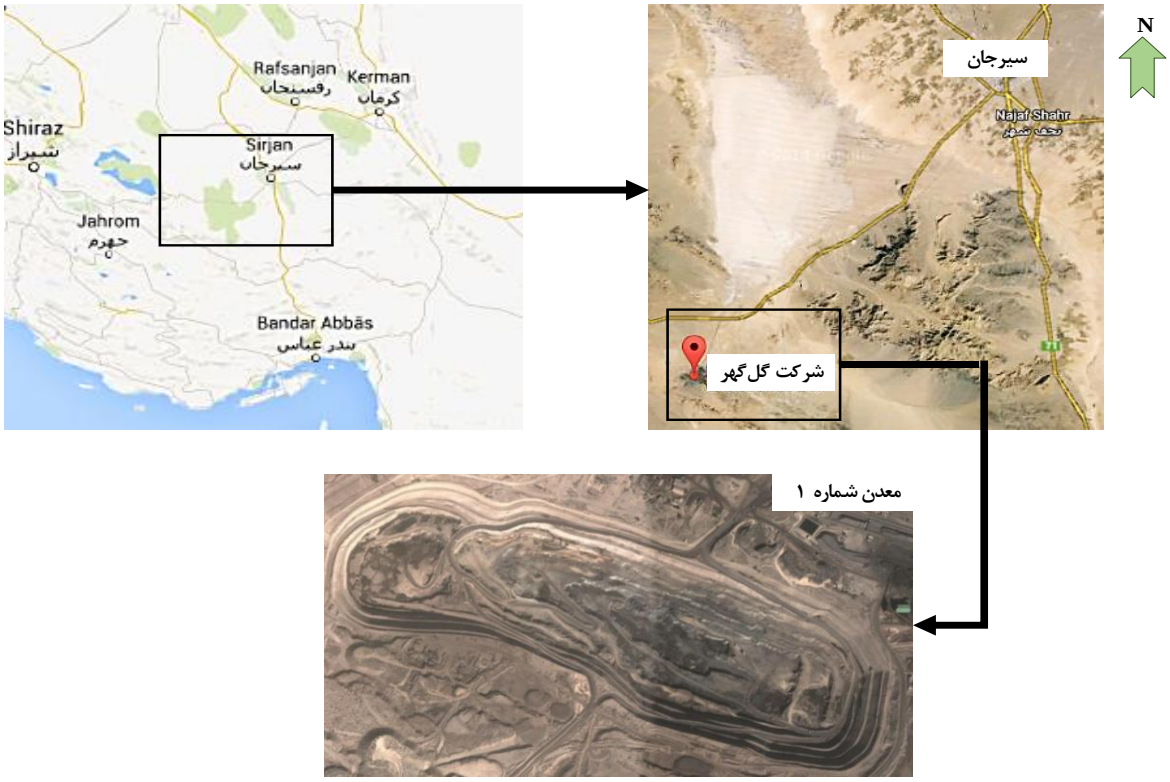
www.SID.ir

Archive of SID

۱- مجتمع معدنی و صنعتی گل‌گهر سیرجان

مجموعه معادن گل‌گهر سیرجان که ازجمله ذخایر عظیم سنگ‌آهن ایران است، به‌طور تقریبی در مرکز مثلثی به رئوس کرمان، شیراز و بندرعباس واقع شده است [۱۶]. شکل ۱ موقعیت جغرافیایی معدن را نشان می‌دهد.

این مجموعه معادن دارای شش ذخیره است. توده‌ی شماره ۱ به دلیل نتایج اکتشافی مقدماتی امیدوارکننده‌تر و رخنمون ماده‌ی معدنی در سطح زمین، به‌عنوان اولویت اول برای انجام مطالعات گسترده‌ی اکتشافی، طراحی، آماده‌سازی و استخراج موردتوجه قرار گرفته است. بر اساس نتایج کارهای اکتشافی، شکل کلی این توده به‌صورت یک عدسی کشیده با امتداد NW – SE و ابعاد ۱۷۰۰×۵۰۰ متر است. بیش‌ترین ضخامت توده معدنی در بخش مرکزی آن حدود ۲۳۰ متر است. عمق توده از سطح زمین تا عمق ۱۰۰ متری متغیر است. بهره‌برداری از این ذخیره پس از آماده‌سازی و نصب تجهیزات و ماشین‌آلات موردنیاز، در فروردین ۱۳۷۳ آغاز شده است [۱۷].



شکل ۱: موقعیت مکانی شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر سیرجان و معدن شماره ۱

۲- تعریف تابع هدف مسئله

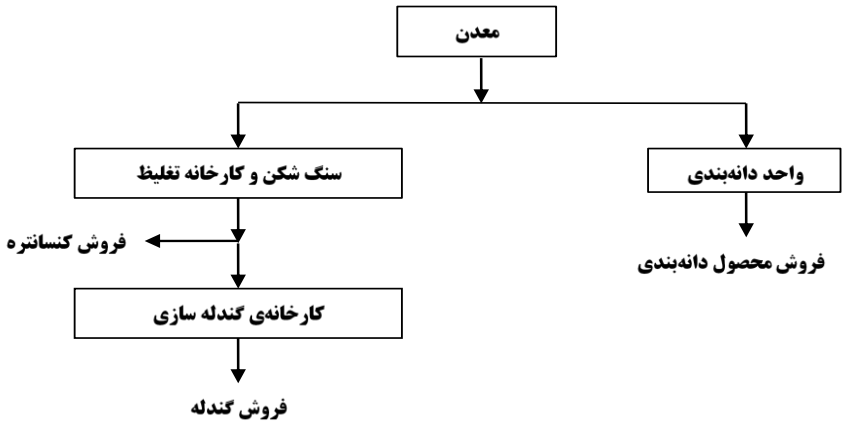
برای بهینه‌سازی عیار حد در معدن شماره ۱ گل‌گهر لازم است تا بر اساس شرایط عملیاتی معدن مدل‌سازی و تعیین معادلات اساسی انجام شود. به این منظور روند عملیاتی معدن شماره ۱ به‌صورت شکل ۲ تعریف شده است. قابل‌ذکر است که در این مدل از انباشتگاه‌های مواد معدنی صرف‌نظر شده است. همان‌طور که در شکل دیده می‌شود معدن قابلیت فروش سه نوع محصول دانه‌بندی (با ابعاد ۶ - ۰، ۱۲ - ۶ و ۲۵ - ۱۲ میلی‌متر)، کنسانتره و گندله را دارا است. در این شکل عملیات با اعمال ساده‌سازی‌هایی مدل شده و روابط هزینه، درآمد و سود بر مبنای آن تعریف شده است.

همان‌طور که گفته شد معدن قابلیت فروش سه نوع محصول را دارد اما این امر مستلزم فراهم بودن شرایطی است. بر اساس این شرایط در انتخاب مسیر مواد برای ارسال به سنگ‌شکن و کارخانه‌ی تغلیظ و یا واحد دانه‌بندی، اولویت با تأمین خوراک حداکثر برای کارخانه‌ی تغلیظ است. پس از تأمین این خوراک، مازاد مواد معدنی در صورت دارا بودن متوسط عیار ۵۷٪ به واحد دانه‌بندی ارسال می‌شود. حداکثر ظرفیت واحد دانه‌بندی ۱ میلیون تن در سال است که عاملی محدودکننده و تعیین‌کننده برای نوع محصول است. در رابطه

www.SID.ir

Archive of SID

با مواد خروجی از کارخانه‌ی تغلیظ از میان فروش مستقیم کنسانتره‌ی خروجی از کارخانه‌ی تغلیظ یا ارسال مواد به کارخانه‌ی گندله‌سازی، اولویت با تأمین خوراک حداکثری برای کارخانه‌ی گندله‌سازی است و مقدار مواد مازاد بر این ظرفیت به‌صورت کنسانتره به فروش می‌رسد.



شکل ۲: روند عملیاتی معدن شماره ۱ گل‌گهر سیرجان

بر این اساس برای مشخص کردن تابع هدف بهینه‌سازی عیار حد منطبق با مدل و شرایط عملیاتی این معدن در ابتدا لازم است تا معادلات اساسی هزینه، درآمد و سود، تعریف و مشخص شود. در جدول ۱ پارامترهای به‌کاررفته در این مدل‌سازی آورده شده است.

جدول ۱: پارامترهای به‌کاررفته در مدل

نماد	تعریف	واحد
Q_m	میزان کل مواد قابل‌استخراج	ton
Q_c	مقدار ماده معدنی فرستاده‌شده به کارخانه تغلیظ یا واحد دانه‌بندی	ton
Q_{con}	مقدار کنسانتره تولیدشده	ton
Q_p	مقدار گندله‌ی تولیدی	ton
Q_{gr}	مقدار ماده‌ی معدنی دانه‌بندی شده	ton
M	ظرفیت استخراج	ton/year
C	ظرفیت تغلیظ	ton/year
P	ظرفیت گندله	ton/year
α	نسبت تناژ ماده معدنی ارسالی به کارخانه تغلیظ به تناژ ماده معدنی استخراجی (بر اساس شرایط و رابطه تعریف‌شده)	-
β	نسبت تناژ کنسانتره ارسالی به کارخانه گندله‌سازی به تناژ کنسانتره تولیدی (بر اساس شرایط و رابطه تعریف‌شده)	-
P_p	قیمت فروش گندله با کسر هزینه‌های فروش	ریال/ton
P_c	قیمت فروش کنسانتره با کسر هزینه‌های فروش	ریال/ton
P_{gr}	قیمت فروش محصول دانه‌بندی با کسر هزینه‌های فروش	ریال/ton
C_m	هزینه استخراج	ریال/ton
C_c	هزینه تغلیظ	ریال/ton
C_p	هزینه گندله‌سازی	ریال/ton
C_{gr}	هزینه دانه‌بندی	ریال/ton
f	هزینه‌های ثابت	ریال/year
T	طول دوره تولید	year
y_c	نسبت بازیابی کارخانه‌ی تغلیظ	-
d	نرخ تنزیل	-

برای تعیین تابع هدف بهینه‌سازی لازم است تا با استفاده از روابط درآمد و هزینه، سود حاصل از عملیات محاسبه شود. سود حاصل از عملیات در حالت کلی به‌صورت زیر است:

$$P = \sum_{i=1}^{3} R_i - \sum_{i=1}^{5} T_i \qquad (۱)$$

در رابطه‌ی (۱) R_i درآمد هر واحد و T_i هزینه‌های صورت گرفته است. ازآنجاکه قابلیت فروش سه محصول وجود دارد بنابراین مقدار i در R از ۱ تا ۳ است. همچنین هزینه‌های استخراج، تغلیظ، گندله‌سازی، دانه‌بندی و هزینه‌های ثابت

www.SID.ir

Archive of SID

باعث به وجود آمدن بازه‌ی ۱ تا ۵ برای i در T خواهد شد. با جایگذاری روابط هزینه و درآمد در معادله‌ی بالا، رابطه‌ی (۲) به‌صورت زیر حاصل خواهد شد:

$$P=[P_pQ_p+P_{gr}(1-\alpha)Q_c+P_c(1-\beta)Q_{con}]- [C_mQ_m+\alpha C_cQ_c+C_pQ_p+C_{gr}(1-\alpha)Q_c+fT] \quad (۲)$$

مقدار کنسانتره‌ی خروجی از کارخانه‌ی تغلیظ به تناژ ورودی، مقدار بازیابی و عیار متوسط مواد ورودی بستگی دارد، می‌توان رابطه‌ی (۳) را نوشت:

$$Q_{con}=\bar{g}\alpha y_cQ_c \quad (۳)$$

با در نظر گرفتن رابطه (۳) رابطه‌ی نهایی سود حاصل از عملیات به‌صورت زیر به دست خواهد آمد:

$$P=(P_p-C_p)Q_p+[(P_{gr}-C_{gr})(1-\alpha)-\alpha(P_c(1-\beta)\bar{g}y_c-C_c)]Q_c -C_mQ_m-fT \quad (۴)$$

چنان‌که در جدول ۱ گفته شده است α نسبت تناژ ماده معدنی ارسالی به کارخانه تغلیظ به تناژ ماده معدنی استخراجی است. ازآنجایی‌که از انباشتگاه در مدل صرف‌نظر شده است، بنابراین تنها دو حالت وجود خواهد داشت. اگر مقدار ماده معدنی استخراجی بیش از ظرفیت کارخانه تغلیظ باشد، مازاد بر ظرفیت کارخانه در صورت دارا بودن شرایط به واحد دانه‌بندی ارسال می‌شوند. با توجه به ظرفیت حداکثری کارخانه‌ی تغلیظ که ۱۲ میلیون تن در سال است و همچنین حداکثر ظرفیت واحد دانه‌بندی که ۱ میلیون تن در سال است، برای محاسبه‌ی α می‌توان از ضابطه‌ی زیر استفاده کرد:

$$\begin{cases} 0<Q_c-12000000\le 1000000\ ,g_i\ge 57\% & \alpha=\dfrac{12000000}{Q_c} \\ otherwise & \alpha=1 \end{cases} \quad (۵)$$

پارامتر β به‌صورت نسبت تناژ کنسانتره ارسالی به کارخانه گندله‌سازی به تناژ کنسانتره تولیدی تعریف می‌شود. با توجه به این‌که حداکثر ظرفیت کارخانه‌ی گندله‌سازی ۴/۲ میلیون تن در سال است، ضابطه‌ی زیر مقدار پارامتر β را مشخص می‌کند:

$$\begin{cases} Q_{con}>4200000 & \beta=\dfrac{4200000}{Q_{con}} \\ otherwise & \beta=1 \end{cases} \quad (۶)$$

بر اساس استدلال به‌کاررفته در مدل لین برای تعریف تابع هدف بیشینه کردن ارزش خالص فعلی اگر d نرخ تنزیل باشد، اختلاف بین ارزش فعلی ذخایر باقیمانده در زمان‌های t=0 و t=T پس از استخراج برابر است با [۳، ۱۸]:

$$v=V-W=V-[(V+VdT)-P]=P-VdT \quad (۷)$$

با جایگذاری رابطه (۵) در رابطه (۷)، تابع هدف کلی به‌صورت زیر حاصل می‌شود:

$$v=(P_p-C_p)Q_p+[(P_{gr}-C_{gr})(1-\alpha)-\alpha(P_c(1-\beta)\bar{g}y_c-C_c)]Q_c -C_mQ_m-(f+Vd)T \quad (۱)$$

با توجه به این نکته که ظرفیت هر یک از مراحل استخراج، تغلیظ و یا گندله‌سازی ممکن است محدودکننده‌ی کل عملیات باشد، لذا مقادیر متفاوتی برای تابع هدف حاصل خواهد شد. با در نظر گرفتن هر یک از این محدودیت‌ها و ساده‌سازی با استفاده از روابط به‌دست‌آمده، تابع هدف به‌صورت زیر به دست می‌آید:

۱- اگر میزان استخراج از معدن، محدودیت تعیین‌کننده باشد یعنی $T=\dfrac{Q_m}{M}$ آنگاه تابع هدف (رابطه (۸)) به‌صورت زیر خواهد شد:

$$v_m=(P_p-C_p)Q_p+[(P_{gr}-C_{gr})(1-\alpha)-\alpha(P_c(1-\beta)\bar{g}y_c-C_c)]Q_c -(C_m+\frac{f+Vd}{M})Q_m \quad (۹)$$

۲- اگر ظرفیت کارخانه‌ی تغلیظ محدودیت تعیین‌کننده باشد یعنی $T=\dfrac{Q_c}{C}$ آنگاه تابع هدف به‌صورت زیر به دست می‌آید:

$$v_c=(P_p-C_p)Q_p+[(P_{gr}-C_{gr})(1-\alpha)-\alpha(P_c(1-\beta)\bar{g}y_c-C_c-\frac{f+Vd}{C})]Q_c -C_mQ_m \quad (۱۰)$$

۳- اگر ظرفیت کارخانه‌ی گندله‌سازی محدودیت تعیین‌کننده باشد یعنی $T=\dfrac{Q_p}{P}$ آنگاه تابع هدف این‌گونه حاصل می‌شود:

$$v=[(P_p-C_p)-\frac{f+Vd}{P}]Q_p+[(P_{gr}-C_{gr})(1-\alpha)-\alpha(P_c(1-\beta)\bar{g}y_c-C_c)]Q_c -C_mQ_m \quad (۱۱)$$

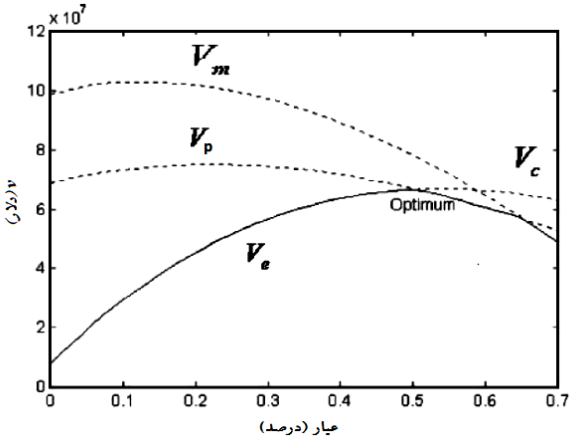
در سه حالت فوق می‌توان توابع v_m، v_c و v_p را به‌عنوان تابعی از عیار رسم نمود که مانند مدل لین، تحدب همگی به سمت بالا خواهد بود [۱۸]. این موضوع در شکل ۳ نشان داده شده است. همان‌طور که گفته شد، هدف از به دست آوردن عیار حد بهینه عیاری است که به ازای آن v ماکزیمم

www.SID.ir

Archive of SID

شود. ازآنجاکه سه تابع v وجود دارد باید سعی شود که هر سه تابع هدف در حد ممکن بهینه شوند؛ لذا لازم است قسمت مشترک سه تابع موردتوجه قرار گیرد و بیش‌ترین مقدار قسمت مشترک سه تابع تعیین شود. قسمت مشترک منحنی‌های فوق در محدوده‌های مختلف، کم‌ترین مقدار توابع v_m، v_c و v_p است. بنابراین برای یافتن عیار حد بهینه باید اولاً قسمت مشترک سه منحنی ذکرشده به دست آید (v_e) ثانیاً عیاری که این منحنی را بیشینه می‌کند محاسبه شود. به‌عبارت‌دیگر هدف به دست آوردن عیار است که باعث برآورده شدن تابع زیر می‌شود:

$$\max v_e = \max\left[\min\left(v_m, v_c, v_p\right)\right] \qquad (۱۲)$$



شکل ۳: منحنی‌های v_m، v_c، v_p و v_e [۱۸]

۳- بهینه یابی تابع هدف

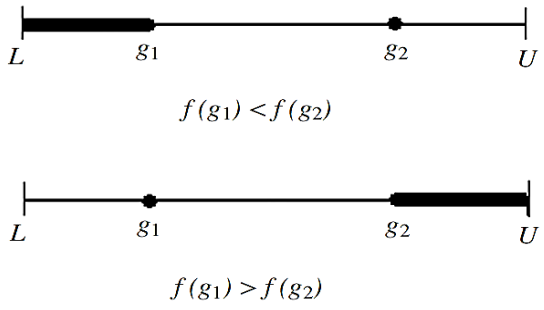
برای بهینه یابی رابطه (۱۲) می‌توان هر یک از روش‌های بهینه‌سازی تحلیلی، عددی و یا هوشمند را به کار برد. روش‌های حذفی که از انواع روش‌های عددی به‌حساب می‌آیند از سریع‌ترین روش‌ها در پیدا کردن نقطه‌ی بهینه‌ی توابع یک کوهانه هستند. روش‌های جستجوی دیکوتوماس، فیبوناچی و نسبت طلایی نمونه‌هایی از انواع این روش‌ها هستند. در اولین مرحله از این روش‌ها فضای عدم قطعیت مسئله (بازه و یا فضایی که جواب بهینه می‌تواند در آن قرار بگیرد) حدس زده می‌شود. در مرحله‌ی بعد، با تعیین نقاطی در این فضا، مقدار تابع در نقاط آزمایشی ارزیابی و با یکدیگر مقایسه شده و بر اساس نتیجه‌ی مقایسه، قسمتی از بازه حذف می‌شود. این روند کاهشی تکرار می‌شود تا زمانی که فاصله‌ی عدم قطعیت از هر سمت کم‌تر از مقدار مشخص و مثبت ε شود. ε دقت موردنظر برای تعیین عیار حد بهینه است [۱۹].

در روش‌های حذفی نسبت فاصله‌ی باقی‌مانده پس از فرآیند حذف قسمتی از بازه، به طول بازه‌ی اولیه، نسبت کاهش نامیده می‌شود. در میان روش‌های حذفی، نسبت کاهش روش جستجوی نسبت طلایی بهینه و برابر با ۰/۶۱۸ (عدد طلایی) است. در این روش نسبت طول حذف‌شده در هر قسمت به طول اولیه برابر با ۰/۳۸۲ خواهد بود. به‌علاوه بر اساس الگوریتم جستجوی نسبت طلایی، در هر مرحله به‌جز مرحله‌ی اول نیاز به تعیین یک نقطه و ارزیابی تابع در آن است [۱۹]. همچنین با توجه به این‌که در روش جستجوی نسبت طلایی نیازی به تعریف تعداد آزمون‌ها در ابتدا نیست، معمولاً این روش کاربرد گسترده‌تری دارد. با توجه به مزیت‌های بیان‌شده، این روش برای بهینه یابی تابع هدف مسئله مورد استفاده قرار گرفته است.

در شکل ۴ فرآیند محاسباتی این روش برای توابع یک متغیره نشان داده شده است. همان‌طور که ملاحظه می‌شود بازه‌ی [L,U] به‌عنوان فاصله‌ی عدم قطعیت در نظر گرفته شده است. این بازه باید نقطه‌ی بهینه را نیز شامل شود. در اولین مرحله دو نقطه برای ارزیابی تابع از طریق از رابطه‌های زیر تعیین می‌شود:

$$g_1 = L + (U - L) \times 0.382 \qquad (۱۳)$$

$$g_2 = L + (U - L) \times 0.618 \qquad (۱۴)$$



شکل ۴: نحوه اعمال روش جستجوی نسبت طلایی در توابع یک متغیره [۲۰]

در مرحله‌ی بعد تابع هدف در نقاط g_1 و g_2 ارزیابی می‌شود. بر اساس مقدار تابع هدف در این نقاط، طول بازه‌ی عدم قطعیت جدید به‌صورت متوالی در هر تکرار کم می‌شود. با فرض این عملیات برای یک مسئله‌ی حداکثر یابی، نتیجه‌ی

www.SID.ir

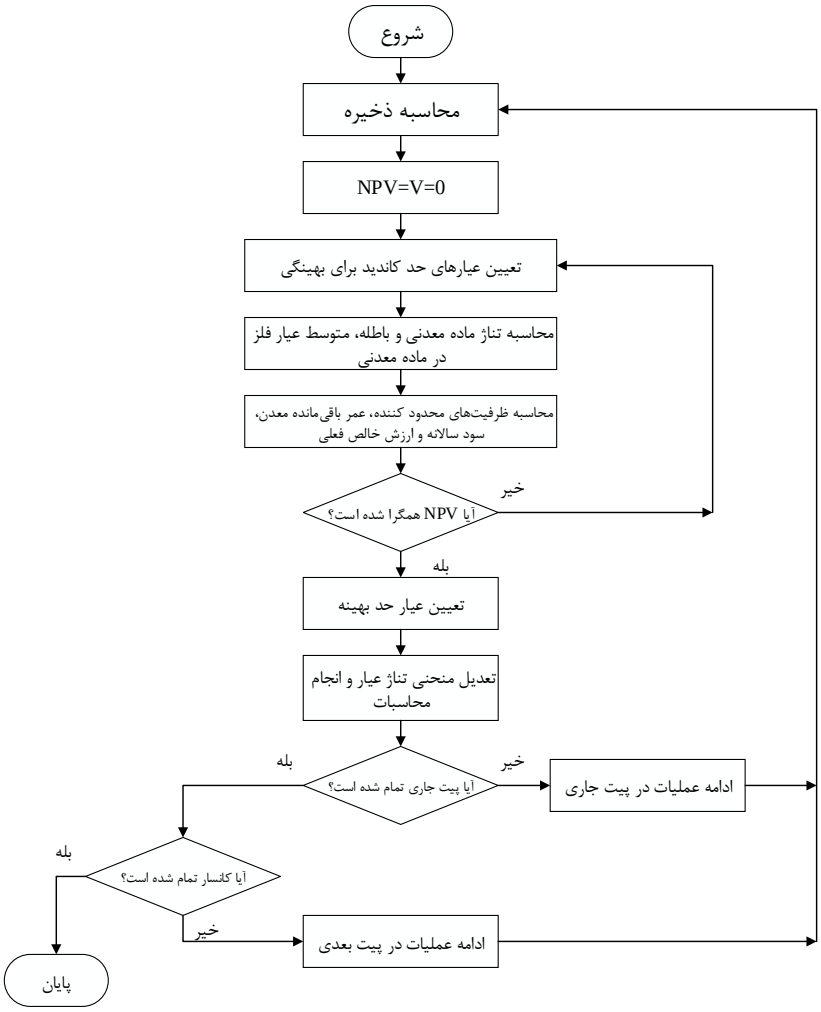
Archive of SID

مقایسه مقدار تابع و تغییر حدود بازه که بـه کـاهش آن منجـر می‌شود به‌صورت زیر خواهد بود:

$$\begin{aligned} &if \quad f(g_1) < f(g_2) \quad \Rightarrow L = g_1 \quad U = U \\ &if \quad f(g_1) > f(g_2) \quad \Rightarrow L = L \quad U = g_2 \end{aligned} \qquad (۱۵)$$

همان‌طور که گفته شد از مرحلـه‌ی اول بـه بعـد تنهـا یـک نقطه‌ی جدید تعیین می‌شود و بـا ارزیـابی تـابع در آن نقطـه و مقایسه با نقطه‌ی قبلی موجود در بازه، کاهش بـازه تـا رسـیدن به‌دقت موردنظر ادامه می‌یابد.

بـرای حـل مـدل بـه‌وسـیله‌ی ایـن روش بـا توجـه بـه پیچیدگی‌های تابع هدف و نیاز به فرآیند تکرار، یـک برنامـه در محیط Matlab R2011a نوشته شده است. در این برنامـه از روند نمای شکل ۵ استفاده شده است که در قسمت محاسـبه‌ی عیارهای حد بهینه، الگوریتم جستجوی نسبت طلایـی بـه کـار برده شده است.



شکل ۵: روند نمای تعیین عیارهای حد بهینه [۱]

۴- بهینه‌سازی عیار حد در معدن شماره ۱ گل‌گهر

در اولین مرحله از حل مسئله لازم است تا اطلاعات ورودی به برنامه وارد شوند. اطلاعات ورودی موردنیاز به دو دسته تقسیم می‌شوند:

الف- توزیع عیار- تناژ کانسار: برای این منظور پس‌ران در نظر گرفته‌شده برای طرح استخراجی ۵ ساله مورد استفاده قرار گرفته است. در اینجا فرض بر این است که برای دسترسی به هر مقدار ماده‌ی معدنی با هر عیاری در افق‌های مختلف، محدودیتی وجود ندارد. با توجه به تجارب حاصل‌شده از استخراج و نیز نمونه‌گیری‌های انجام‌شده، مقدار اختلاط باطله با ماده‌ی معدنی در عملیات استخراجی و بارگیری به‌طور متوسط ۱۰ درصد است. این مقدار اختلاط در جدول توزیع عیار - تناژ در نظر گرفته شده است. در این طرح مقدار

www.SID.ir

Archive of SID

۱۰۹۳۰۵۰۰۰ تن برداشت باطله در نظر گرفته شده است. برای این منظور در جدول داده‌های توزیع عیار- تناژ ورودی به برنامه تناژ باطله با عیار متوسط ۰ درصد در بازه‌ی عیاری ۴۰/۵- ۰ درصد گنجانده شده است. در جدول ۲ توزیع عیار- تناژ پس‌ران مسئله آورده شده است.

جدول ۲: توزیع عیار- تناژ پس‌ران استخراجی [۱۷]

عیار (درصد)	تناژ (تن)	عیار متوسط (درصد)
۴۰/۵ - ۴۵	۶۱۳۷۳۳۵	۴۳/۷۵
۴۵ - ۴۹/۵	۲۷۳۴۶۶۴۳	۴۷/۵۳
۴۹/۵ - ۵۴	۳۳۲۵۴۹۵۶	۵۱/۵۲
۵۴ - ۵۸/۵	۱۱۲۵۸۳۹۸	۵۵/۳۴
۵۸/۵ - ۶۳	۴۳۸۰۹۸	۵۸/۸۹
مجموع کل ماده‌ی معدنی (تن)	۷۸۴۳۵۴۳۰	
مجموع کل باطله (تن)	۱۰۹۳۰۵۰۰۰	
مجموع کل مواد (تن)	۱۸۷۷۴۰۴۳۰	

ب- اطلاعات اقتصادی و عملیاتی: این اطلاعات شامل بیشینه ظرفیت واحدهای مختلف، هزینه‌های واحدها و هزینه‌ی اداری و تشکیلاتی (ثابت) سالانه، قیمت فروش محصولات، نرخ تنزیل و درصد بازیابی است که در جدول ۳ آورده شده است.

در مرحله‌ی بعد با وارد کردن دقت موردنظر برای محاسبه‌ی عیار حد عملیات محاسباتی برنامه صورت می‌پذیرد. در اینجا دقت موردنظر برای الگوریتم جستجوی نسبت طلایی برابر با ۰/۰۱ درصد در نظر گرفته شده است. در اولین تکرار از محاسبات در سال اول و در نظر گرفتن بازه‌ی ممکن برای عیار حد بهینه ۵۸/۵- ۴۰/۵ درصد بازه‌ی عدم قطعیت برابر با طول بازه‌ی تعریف‌شده (U-L) یعنی ۱۸ خواهد بود. بنابراین دو نقطه‌ی اولین آزمون برای سال اول، بر اساس روابط (۱۳) و (۱۴) به‌صورت زیر حاصل می‌شود:

$$g_1 = L + (U - L) \times 0.382 = 40.5 + 18 \times 0.382 = 47.38$$
$$g_2 = L + (U - L) \times 0.618 = 58.5 + 18 \times 0.618 = 51.62$$

جدول ۳: پارامترهای اقتصادی و عملیاتی معدن شماره ۱ [۱۷]

پارامتر	واحد	مقدار
ظرفیت استخراج	تن بر سال	۴۰۰۰۰۰۰۰
ظرفیت کارخانه تغلیظ	تن بر سال	۱۲۰۰۰۰۰۰
ظرفیت گندله	تن بر سال	۴۲۰۰۰۰۰
ظرفیت دانه‌بندی	تن بر سال	۱۰۰۰۰۰۰
هزینه استخراج	ریال بر تن	۳۲۰۰۰
هزینه تغلیظ	ریال بر تن	۲۱۲۰۰۰
هزینه تولید دانه‌بندی	ریال بر تن	۵۰۰۰۰
هزینه گندله	ریال بر تن	۴۰۰۰۰۰
هزینه‌های ثابت	ریال بر سال	۴۰۰۰۰۰۰۰۰۰۰
قیمت فروش دانه‌بندی با کسر هزینه‌های فروش	ریال بر تن	۲۵۷۵۰۰۰
قیمت فروش کنسانتره با کسر هزینه‌های فروش	ریال بر تن	۸۷۴۰۰۰
قیمت فروش گندله با کسر هزینه‌های فروش	ریال بر تن	۲۶۰۰۰۰۰
بازیابی	درصد	۶۷
نرخ تنزیل	درصد	۲۱

برای این دو نقطه‌ی آزمایشی، با توجه به جدول توزیع عیار- تناژ پس‌ران و با استفاده از درون‌یابی خطی تناژ ماده‌ی معدنی (T_{ore})، تناژ باطله (T_{waste})، عیار متوسط ($\bar{g}$) به دست می‌آید که نتایج آن در جدول ۴ درج شده است.

بر اساس تناژ ماده‌ی معدنی، تناژ باطله و عیار متوسط ماده‌ی معدنی حاصل‌شده هر یک از مقادیر Q_m، Q_{gr}، Q_c، Q_{con} و Q_p تعیین و بر این اساس مقادیر توابع هدف محاسبه می‌شود. این مقادیر در جدول ۵ درج شده است.

جدول ۴: مقادیر تناژ ماده‌ی معدنی، تناژ باطله و عیار متوسط ماده‌ی معدنی برای اولین دو نقطه‌ی آزمایشی در سال اول

عیار آزمایشی (درصد)	تناژ ماده معدنی (تن)	تناژ باطله (تن)	عیار متوسط ماده معدنی (درصد)
۴۷/۳۸	۵۷۸۵۹۰۶۸	۱۲۹۸۸۱۳۶۳	۵۱/۶۵
۵۱/۶۲	۲۹۲۵۵۱۱۳	۱۵۸۴۸۵۳۱۸	۵۳/۹۳

www.SID.ir

Archive of SID

جدول ۵: مقدار سه تابع هدف v_m، v_c، v_p و v_e در اولین دو نقطه‌ی آزمایشی در سال اول

عیار آزمایشی (درصد)	v_m	v_c	v_p	v_e
۴۷/۳۸	$۹/۲۹\times۱۰^{۱۲}$	$۹/۲۷\times۱۰^{۱۲}$	$۹/۶۶\times۱۰^{۱۲}$	$۹/۲۷\times۱۰^{۱۲}$
۵۱/۶۲	$۲/۷۵\times۱۰^{۱۲}$	$۳/۶۹\times۱۰^{۱۲}$	$۳/۸۵\times۱۰^{۱۲}$	$۲/۷۵\times۱۰^{۱۲}$

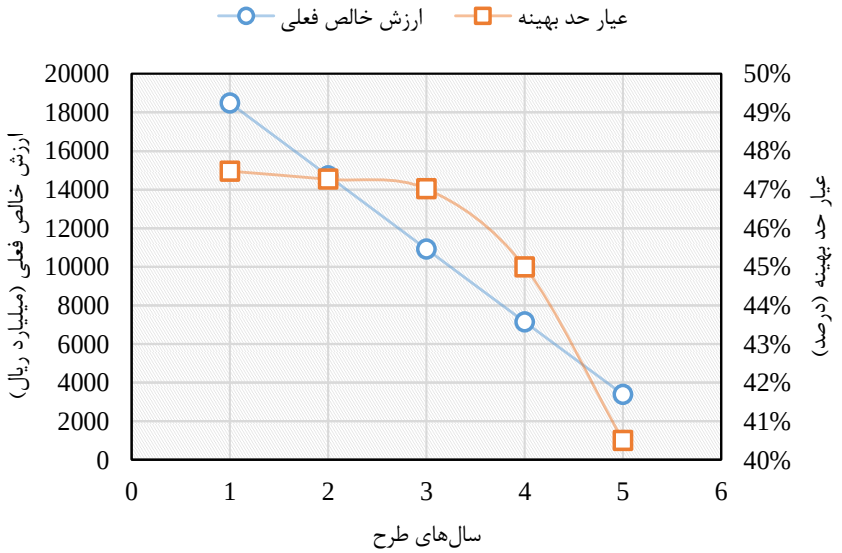
ازآنجاکه مقدار تابع هدف برابر با بیشینه مقدار حاصل‌شده برای v_e است، بنابراین بر طبق روش جستجوی نسبت طلایی قسمتی از فاصله‌ی عدم قطعیت (۶۳- ۵۱/۶۲ درصد) حذف می‌شود. پس حدود بازه‌ی جدید و نقاط آزمایشی جدید به‌صورت زیر خواهد بود:

$$l = 40.5 \qquad u = 51.62$$
$$g_1 = 44.75 \qquad g_2 = 47.37$$

با تکرار این فرآیند، این روند کاهش فاصله‌ی عدم قطعیت تا رسیدن به‌دقت موردنظر ادامه می‌یابد. نتایج حاصل از این عملیات که خروجی برنامه است به‌صورت جدول ۶ آورده شده است. قابل‌ذکر است که تعداد فرآیند تکرار انجام‌شده در روش جستجوی نسبت طلایی برابر با ۱۸ به دست آمده است. در شکل ۶ روند تغییرات عیار حد بهینه و ارزش خالص فعلی حاصل از عملیات بر اساس نتایج به دست آمده آورده شده است.

جدول ۶: عیار حد بهینه و تولید واحدهای مختلف در سال‌های مختلف طرح

سال	عیار حد بهینه	کل مواد استخراجی (تن)	ماده‌ی معدنی ارسالی به تغلیظ (تن)	ماده‌ی معدنی دانه‌بندی (تن)	کنسانتره فروشی (تن)	گندله تولیدی (تن)	سود (میلیارد ریال)	ارزش خالص فعلی (میلیارد ریال)
۱	۴۷/۴۸	۴۰۰۰۰۰۰۰	۱۱۹۷۴۵۶۵	۹۵۰۵۶۶	۳۰۱۱۶۵۱	۴۲۰۰۰۰۰	۷۶۵۸/۸۴	۱۸۴۸۶/۷۴
۲	۴۷/۲۷	۳۹۹۳۷۷۳۲	۱۲۰۰۰۰۰۰	۹۲۸۰۲۷	۲۱۸۸۱۵۲	۴۲۰۰۰۰۰	۶۸۷۳/۷۱	۱۴۷۱۰/۱۱
۳	۴۷/۰۲	۳۹۹۴۳۵۱۶	۱۲۰۰۰۰۰۰	۹۰۰۳۶۱	۱۳۴۵۴۲۱	۴۲۰۰۰۰۰	۶۰۶۷/۱۲	۱۰۹۲۵/۵۳
۴	۴۵	۳۴۱۶۹۷۸۴	۱۲۰۰۰۰۰۰	۷۳۹۱۹۹	۶۶۹۵۶۳	۴۲۰۰۰۰۰	۵۲۵۴/۲۴	۷۱۵۲/۷۷
۵	۴۰/۵	۳۳۶۸۹۳۹۸	۱۱۹۹۳۳۵۱	۶۷۲۷۴۴	۰	۴۰۱۶۰۸۴	۴۱۱۴/۷۴	۳۴۰۰/۶۱



شکل ۶: روند تغییرات عیار حد و ارزش خالص فعلی در طول سال‌های طرح

www.SID.ir

Archive of SID

همان‌طور که در شکل ۶ ملاحظه می‌شود هم عیار حد بهینه و هم ارزش خالص فعلی در طول سال‌های طرح دارای روند نزولی هستند. این موضوع به دلیل آن است که ارزش خالص فعلی پروژه را می‌توان با افزایش جریان‌های نقدی سال‌های اولیه پروژه افزایش داد. این امر خود مستلزم استخراج مواد با عیار بالا در سال‌های ابتدایی است. بنابراین هم عیار حد بهینه و هم ارزش خالص فعلی در طول عمر طرح باید روندی نزولی را طی کنند. نکته قابل‌بیان دیگر این است که همان‌طور که در جدول ۶ ملاحظه می‌شود، مقدار مجموع ماده معدنی ارسالی به کارخانه تغلیظ و واحد دانه‌بندی در طی ۵ سال از کل ماده معدنی موجود (بر اساس جدول توزیع عیار – تناژ جدول ۲) کمتر است. از طرفی مجموع مواد کل استخراجی در جدول ۶ برابر با کل مواد موجود در پس‌ران (بر اساس جدول ۲) است. در اینجا باید ذکر شود که در هر سال با توجه به محدودیت در ظرفیت کارخانه تغلیظ و واحد دانه‌بندی، مقادیر آورده شده در جدول ۶ با عیار بالاتر از عیار حد سال موردنظر به این واحدها ارسال می‌شود و مقدار مازاد آن در انباشتگاه مواد کم‌عیار ذخیره خواهد شد. بنابراین اختلاف بین کل مواد ارسالی به کارخانه تغلیظ و واحد دانه‌بندی در طی دوره با کل ماده معدنی (حدود ۱۴ میلیون تن) ظرف این دوره ۵ ساله باید در انباشتگاه مواد کم‌عیار ذخیره شود (با حداقل عیار ۴۰/۵٪). بر این اساس این انباشتگاه قابلیت خوراک‌دهی کارخانه‌ی تغلیظ را برای یک سال مازاد بر سال‌های طرح دار خواهد بود.

۵- نتیجه‌گیری

یکی از مهم‌ترین پارامترهای فنی و اقتصادی در طراحی و برنامه‌ریزی برای سال‌های مختلف پروژه‌های معدنی، عیارهای حدی است که با حداکثر سازی ارزش خالص فعلی، بهینه شدن عملیات را موجب می‌شوند. ازآنجایی‌که در نظریه لین فروش یک محصول برای معادن یک فلزی در نظر گرفته شده است، بنابراین عملاً کاربرد این الگوریتم در اکثر شرایط واقعی با محدودیت روبرو است. در تحقیق حاضر با در نظر گرفتن قابلیت فروش سه نوع محصول و بر مبنای شرایط عملیاتی معدن شماره ۱ گل‌گهر سیرجان بهینه‌سازی عیار حد در پس‌ران طرح استخراجی ۵ ساله‌ی اخیر مدنظر قرار گرفته است. برای این امر در ابتدا با توجه روند و شرایط عملیاتی معدن، مدل‌سازی انجام‌شده و سپس بر اساس آن تابع هدف مسئله تعیین شده است. برای حل این مسئله‌ی بهینه یابی از روش حذفی جستجوی نسبت طلایی با توجه به مزیت‌های آن در برابر دیگر روش‌ها استفاده شده است. برای این منظور با استفاده از برنامه نوشته‌شده، عیارهای حد بهینه با دقت ۰/۰۱ درصد و مقادیر تولیدی واحدهای مختلف معدن برای سال‌های مختلف پس‌ران استخراجی محاسبه شده است.

۶- تقدیر و تشکر

پژوهش پیش رو با حمایت و همکاری مرکز تحقیقات سنگ‌آهن و فولاد شرکت معدنی و صنعتی گل‌گهر سیرجان و با نظارت دفتر نظارت طراحی - امور معادن صورت گرفته است. ازاین‌رو لازم می‌دانیم از زحمات و همکاری بی‌دریغ همه‌ی مهندسان، مسئولان و کارکنان این مجتمع معدنی و صنعتی صمیمانه تشکر نماییم.

۷- مراجع

[1] Ataei, M; 2003, *Determination of optimum cutoff grades of multiple metal deposits with the purpose of maximizing Net Present Value*, Ph.D Thesis, Amirkabir university of technology.(in Persian)

[2] Osanloo, M; 2010, *Cutoff Grade and Its Role in Mine Design*, Tehran Polytechnic Press.(in Persian)

[3] Lane, K.F; 1988, *The Economic Definition of Ore - Cut Off Grade in Theory and Practice*, Mining Journal Books Limited, London.

[4] Ataei, M., Osanloo, M; 2003, "*Determination of optimum cutoff grades of open pit mines whit the purpose of maximizing net present value using elimination methods"*, International Journal of Engineering Science, Vol. 14, No. 3, pp. 141-151.

[5] Asad, M.W.A; 2005; "*Cutoff Grade Optimization Algorithm with Consideration of Dynamic Metal Price and Cost Escalation During Mine Life*"; Proceedings of 32nd International Symposium on Computer Application in Minerals Industry, Tucson, Arizona, USA.

[6] Bascetin, A. , Nieto, A. ; 2007; "*Determination of optimal cut-off grade policy to optimize NPV using a new approach with optimization factor*"; The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 107, pp. 87-94.

[7] Rashidinejad, F., Osanloo, M. and Rezai, B.; 2008; "*An Environmental Oriented Model for Optimum Cut Off Grades in Open Pit Mining Projects to Minimize Acid Mine Drainage*"; Int. J. Environ. Sci. Tech., 5 (2), pp. 183-194.

[8] Gholamnejad, J.; 2008; "*Determination of the*

www.SID.ir

Archive of SID

Optimum Cutoff Grade Considering Environmental Cost"; J. Int. Environmental Application & Science, Vol. 3 (3), pp. 186-194.

[9] He, Y., Zhu, K., Gao, S., Liu, T. and Li, Y.; 2009; "*Theory and Method of Genetic - Neural Optimization Cut-Off Grade and Grade of Crude Ore*"; The Journal of Expert Systems with Applications, Vol. 36, Issue 4, pp. 7617-7623.

[10] Asad, M.W.A., Topal, E.; 2011; "*Net Present Value Maximization Model for Optimum Cut-Off Grade Policy of Open Pit Mining Operations*"; The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 11, pp. 741-750.

[11] Barr, D.; 2012; "*Stochastic Dynamic Optimization of Cut-Off Grade in Open Pit Mines*"; Master of Applied Science Thesis, Department of Mining Engineering, Queen's University, Kingston, Ontario, Canada.

[12] Khodayari, A.A. , Jafarnejad, A.; 2012; "*The Effect of Price Changes on Optimum Cut-Off Grade of Different Open-Pit Mines*"; Journal of Mining & Environment, Vol. 3, No.1, pp. 61-68.

[13] Li, S., Yang, C.; 2012; "*An Optimal Algorithm for Cut-Off Grade Calculation Using Multistage Stochastic Programming*"; Journal of Theoretical and Applied Information Technology, Vol. 45, No.1, pp. 117-122.

[14] Abdolahisharif, J. , Bakhtavar, E. , Anemangely, M.; 2012; "*Optimal Cut-Off Grade Determination Based on Variable Capacities in Open-Pit Mining*"; The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Vol. 112, pp. 1065-1069.

[15] Azimi, Y. , Osanloo, M. , Esfahanipour, A.; 2012; "*selection of The Open Pit Mining Cut-Off Grade Strategy Under Price Uncertainty Using a Risk Base Multi-Criteria Ranking System*"; Arch. Min. Sci., Vol. 57, No.3, pp. 741-768.

[16] Ataei, M.; 1999; "*Determination the model of grade distribution in anomaly No. 3 of Golgohar iron ore mine*"; Research Project, Golgohar mining and industry company.(in Persian)

[17] Bureau of design supervision, Golgohar mining and industry company; 2012; Report and 5-years planning.(in Persian)

[18] Hustrulid, W.; and M. Kuchta.; (1995); *Open pit mining planning and design*; *AA Balkema, Rotterdam.*

[19] Rao, S. S.; (2009); *Engineering optimization: theory and practice*. John Wiley & Sons.

[20] Ataei, M. , Osanloo, M.; 2003; "*Determination of Optimum Cutoff Grades of Multiple Metal Deposits by Using The Golden Section Search Method*"; The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, pp. 493-499.

www.SID.ir