

## تعیین محدوده نهایی و برنامه ریزی تولید آنومالی شماره چهار معدن سنگ آهن گل گهر

علی دهقانی پور\*  
ایران، دانشگاه تهران، دانشکده فنی، دانشکده مهندسی معدن  
Alidehghanipour@yahoo.com

مهدی یوری شهرضا  
ایران، دانشگاه تهران، دانشکده فنی، دانشکده مهندسی معدن  
myavary@ut.ac.ir

علی اصغر خدایاری  
ایران، دانشگاه تهران، دانشکده فنی، دانشکده مهندسی معدن  
khodaiar@ut.ac.ir

### خلاصه مقاله

آنومالی شماره چهار گل گهر با ذخیره زمین شناسی ۸۷/۸ میلیون تن سنگ آهن دارای ویژگی گسترش عمقی و امکان استخراج به روش روباز و زیرزمینی می باشد. این تحقیق با هدف تعیین محدوده نهایی و برنامه ریزی تولید این آنومالی و به نحوی صورت گرفته است که ارزش خالص فعلی پروژه (NPV) بیشینه شود و در طول عمر پروژه مقدار استخراج کانسنگ و باطله در هر سال مقدار ثابتی باشد.

به منظور مدل سازی هندسی و تعیین مدل بلوکی کانسار و تخمین ذخیره از نرم افزار دیتامین نسخه ۲/۱ استفاده شده است. با تعیین بزرگ ترین کاواک دربرگیرنده کل ذخیره توسط همین نرم افزار و مشخص شدن نسبت باطله برداری و ذخیره قابل استخراج، ماشین آلات تولیدی و غیرتولیدی، با استفاده از نرم افزار EQSS تعیین و هزینه های سرمایه ای، عملیاتی و عمومی و اداری برآورد شدند. با توجه به رابطه تعاملی بین پارامترهای مختلف و به منظور محاسبه دقیق ماشین آلات تولیدی، تخمین میزان روباره برداری و اصلاح هزینه ها، برنامه ریزی اولیه بر روی این کانسار با استفاده از نرم افزار Whittle-4x انجام شد. پس از اصلاح هزینه ها، برنامه ریزی مرحله دوم این کانسار انجام و کاواک های لانه ای تشکیل شد. نتایج برنامه ریزی تولید بر روی کاواک های لانه ای نشان می دهد که منطقی ترین حالت، استفاده از روش میلاوای تعادلی است که در آن NPV پروژه ۶۳۸۵۲۰/۸۴۴ هزار دلار با نرخ بازگشت داخلی ۲۲/۵۵ درصد، قبل از پیاده کردن رمپ می باشد. آنالیز حساسیت نشان می دهد که قیمت کنسانتره حساس ترین پارامتر است و در قیمت های پایین تر از ۶۵ دلار، NPV پروژه صفر می شود.

### ABSTRACT

Gol-Gohar Iron Ore Mine 4<sup>th</sup> anomaly with geological reserve of 87.8 mt iron ore has the specification of depth extension and is capable of mining in both open pit and underground methods. In the present research ultimate pit limit determination and production scheduling of Gol-Gohar Iron Ore Mine 4<sup>th</sup> anomaly is done in such a way that NPV of project is maximized and production of ore and waste within the mine life time is fixed.

In order to achieve ore modeling, ore block model determination and reserve estimation, DATAMINE®v2.1 is used. After determination of the biggest pushback consisting the whole reserve using DATAMINE®v2.1, designation of stripping ratio and minable reserve, production and non-production machineries using EQSS software, are selected and then capital, operating and general and administrative costs are evaluated. In regard to interactive relation of various parameters and to accurate evaluation of production machineries, stripping volume and costs adjustment, preliminary scheduling for the reserve is done using WHITTLE® 4X. Then costs are adjusted and secondary stage of production scheduling is done thereafter and nested pits are presented. The results indicate that using of Balanced Milawa algorithm is the most logical state and NPV of the project is \$638520.844 and IRR is 22.55% before applying mining road. Sensitivity analysis is carried out on the various parameters and show that the most sensitive parameter is concentrate market price which for the prices below \$65 results in naught NPV of the project.

واژه های کلیدی: تعیین محدوده نهایی، برنامه ریزی تولید، Whittle 4x، ارزش خالص فعلی، میلاوای تعادلی، Datamine 2.1، آنومالی شماره چهار گل گهر، انتخاب ماشین آلات، برآورد هزینه ها، نرم افزار EQSS.

## مقدمه

گام اول در طراحی معدن، برنامه‌ریزی تولید بلند مدت می‌باشد که هدف از آن بیشینه کردن سود خالص کلی پروژه معدنی با توجه به محدودیت‌های عملیاتی همچون شیب معدنکاری، عیار، تولید ماده معدنی و ظرفیت تولید می‌باشد. طراحی کانسار معمولاً با ساخت مدل بلوکی شروع می‌شود. بعد از تعیین مدل بلوکی، خصوصیات زمین‌شناسی هر بلوک مانند عیار با استفاده از تکنیک‌های تخمین موجود تعیین می‌شود. تعیین ارزش هر بلوک با استفاده از تخمین کمیت فلز بازیافتی از هر بلوک، تخمین قیمت فلز بازیافت شده، محاسبه هزینه معدنکاری و فرآوری هر بلوک، برای تعیین مدل بلوکی اقتصادی به کار می‌رود. (Sevim 1998)

بعد از تعیین مدل بلوکی اقتصادی، محدوده نهایی معدن باید تعیین شود. طراحی بهینه محدوده نهایی در معدن روباز موضوعی پیچیده است که مستلزم انجام محاسبات بسیاری می‌باشد و از سال ۱۹۶۰ الگوریتم‌های مختلفی برای حل این مسئله معرفی و به کار رفته است. بعد از طراحی محدوده نهایی، نحوه گسترش معدن باید مورد بررسی قرار گیرد. اگر در الگوریتم‌های محدوده نهایی موجود، یک یا دو پارامتر کلیدی را در مدل بلوکی اقتصادی تغییر دهیم و الگوریتم را دوباره حل کنیم، تعدادی کاواک موسوم به کاواک‌های لانه‌ای<sup>۱</sup> به دست می‌آید که در واقع یک سری محدوده‌های نهایی به ازای مقادیر اقتصادی متغیر هستند. در صورتی که فاصله افقی بین هر دو کاواک لانه‌ای بزرگتر از حداقل عرض معدنکاری باشد، هر کدام از آن‌ها می‌تواند به صورت پیشروی‌های<sup>۲</sup> جداگانه معدنکاری شوند (Sevim, 1998).

تعیین "ترتیب استخراج بلوک‌ها"<sup>۳</sup> در داخل پیشروی‌ها مرحله بعدی در برنامه‌ریزی تولید معدن روباز است که باید با دقت زیادی انجام شود. ترتیب استخراج بلوک‌ها باید به گونه‌ای انجام شود که ابتدا قسمت‌های پرعیار ماده معدنی و سپس قسمت‌های کم‌عیار استخراج شود، تا بیشترین NPV ممکن حاصل شود. در ضمن باید تا حد ممکن باطله‌برداری را به تعویق انداخت. البته در تعیین ترتیب استخراج بلوک‌ها باید محدودیت‌های شیب، محدودیت‌های تولید، محدودیت‌های ظرفیت کارخانه و ... را نیز در نظر گرفت. (هوسترویلد، ۱۳۸۳)

جانسون (Johnson) در سال ۱۹۶۹ برنامه‌ریزی معدن را با استفاده از یک مدل LP بهینه کرد و برای حل مدل LP ابتدا با استفاده از الگوریتم تجزیه Dantzig-Wolf مدل برنامه‌ریزی تولید چندگانه را به تعدادی مسئله اصلی و چند مسئله کوچکتر تقسیم کرده، سپس هر مسئله کوچکتر را به عنوان یک مسئله یک دوره‌ای در نظر گرفته است (Johnson, 1968). بعد از حل مسئله‌های کوچکتر، حل مسئله اصلی نسبتاً آسان می‌شود. از معایب این مدل وجود محدودیت‌ها و متغیرهای زیاد می‌باشد که حل مسئله را با مشکل مواجه ساخته است. گرشون (Gershon) در سال ۱۹۸۲ مدل MIP<sup>۴</sup> را برای بهینه‌سازی برنامه‌ریزی معدن ارائه کرد. او فرض کرد که هر بلوک باید به طور کامل استخراج شود. داکدیلن (Dagdelen) در سال ۱۹۸۵ برنامه‌ریزی تولید بلند مدت معدن را با مدل ریاضی MIP فرموله کرد و از روش‌های لاگرانژین برای حل این فرمول‌ها استفاده کرد (Dagdelen, 1985). آکیک (Akaike) نیز در سال ۱۹۹۹ از فرمول MIP برای بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید استفاده کرد. رمضان (Ramazan) در سال ۲۰۰۱ و جانسون و همکارانش در سال ۲۰۰۲ روشی جدید بر اساس مفهوم درخت بنیادین برای کاهش تعداد متغیرهای مورد نیاز در فرمول MIP برای برنامه‌ریزی تولید بلند مدت ارائه کردند. اولین کاربرد برنامه‌ریزی پویا در

برنامه‌ریزی تولید معدن روباز توسط رومن (Roman) به کار رفت. رایست (Wright) نیز برنامه‌ریزی پویا را در حل مسئله برنامه‌ریزی تولید معدن روباز به کار برد.

(Ramazan, 2007)

به منظور مدل‌سازی کانسار، تعیین مدل بلوکی کانسار و تخمین ذخیره از نرم‌افزار دیتامین<sup>۵</sup> نسخه ۲/۱ استفاده شده است. پس از مشخص شدن نسبت باطله‌برداری و ذخیره قابل استخراج، ماشین‌آلات تولیدی و غیر تولیدی، هزینه‌های سرمایه‌ای، عملیاتی و عمومی و اداری محاسبه شدند. در ادامه با توجه به رابطه تعاملی بین پارامترهای مختلف از جمله هزینه‌ها، عیار حد و برنامه‌ریزی تولید، به منظور محاسبه دقیق ماشین-آلات تولیدی، تخمین میزان روباره‌برداری و اصلاح هزینه‌ها برنامه‌ریزی اولیه بر روی این کانسار با استفاده از نرم‌افزار ویتل<sup>۶</sup> انجام شد. پس از اصلاح هزینه‌ها برنامه‌ریزی مرحله دوم این کانسار انجام شد و کاواک‌های لانه‌ای تشکیل شد.

پس از تعیین کاواک‌های لانه‌ای، کاواک بهینه به منظور انجام برنامه‌ریزی تولید بهینه انتخاب شد. به این منظور در ابتدا برنامه‌ریزی در سه حالت مختلف بر روی کاواک‌های انتخاب شده، انجام گرفت و بهترین برنامه ممکن که بتواند هم معیار بیشترین NPV و هم معیار عملیاتی بودن برنامه‌ریزی را ارضاء کند، انتخاب شد.

## معرفی کانسار

مجموعه سنگ آهن گل‌گهر یکی از ذخایر عمده سنگ آهن ایران در فاصله ۶۰ کیلومتری جنوب غرب شهر سیرجان در استان کرمان قرار دارد. این مجموعه در بردارنده شش آنومالی مجزای سنگ آهن می‌باشد. آنومالی شماره چهار گل‌گهر یکی از شش آنومالی سنگ آهن این ناحیه بوده که تقریباً در فاصله ۲/۵ کیلومتری شرق معدن شماره یک گل‌گهر قرار دارد. پس از انجام مطالعات اکتشافی اولیه به منظور انجام عملیات اکتشافی تکمیلی، در این کانسار ۸۹ چاه حفاری شده که ۸۳ چاه در ماده معدنی و ۶ چاه در باطله قرار گرفته است. (کوشا ۱۳۷۸)

## مدلسازی کانسار

همانطور که اشاره شد در مجموع در این آنومالی ۸۹ چاه حفاری به منظور عملیات اکتشافی حفر شده است ولی با توجه به اینکه اطلاعات ۸۱ گمانه در اختیار قرار داده شد، مدل‌سازی بر مبنای اطلاعات این ۸۱ گمانه استفاده شد. متراژ کل این ۸۱ گمانه، ۲۶۵۳۰/۴۵ متر است که از این مقدار، ۴۰۰۷/۹۸ متر آن در داخل ماده معدنی و ۵۳۳۶ متر در آبرفت و بقیه (۱۷۱۸۹/۴۷ متر) در باطله است. بیشترین ضخامت روباره آبرفتی حدود ۱۰۴ متر، کمترین آن حدود ۲۴ متر و ضخامت متوسط ۷۱/۱۳ متر می‌باشد. با توجه به حفاری‌های انجام شده بیشترین عمق ماده معدنی ۵۵۹/۵ متر و کمترین عمق آن حدود ۳۴ متر است. بیشترین و کمترین ضخامت ماده معدنی به ترتیب ۲۳۸/۸ و ۰/۸ متر و ضخامت متوسط حدود ۳۹/۱۲ متر می‌باشد. لازم به ذکر است که گمانه‌های حفر شده در این آنومالی به صورت قائم انجام شده است.

به منظور تهیه مدل بلوکی و تخمین ذخیره از نرم‌افزار دیتامین نسخه ۲/۱ و برای تخصیص عیار به مرکز بلوک‌ها از طریق اطلاعات ترکیب شده مربوط به گمانه‌ها برای تخمین ذخیره از روش کریجینگ معمولی از طریق واریوگرام‌ها و مطالعات آماری انجام شده، استفاده شده است. در این مدل عیار آهن، گوگرد، فسفر، اکسید آهن و درصد بازیابی مغناطیسی برای هر بلوک تخمین زده شد. پس از مدل‌سازی کانسار، تناژ کل

1 - nested pit

2 - Push back

3 - Sequencing

4 - mixed integer programming

کارخانه برای تمام بلوک‌های ماده معدنی تعیین شده است و به این ترتیب میزان بازیابی کارخانه فرآوری برای هر بلوک در مدل بلوکی آورده شده است (MWT). میانگین این بازیابی حدود ۶۹/۱۲۷ درصد می‌باشد. بر اساس نتایج آزمایش‌های فرآوری کانسنگ در معدن شماره یک، میزان افت در تولید کانسنگ ۵ درصد می‌باشد. (کوشا ۱۳۸۷)

بنابراین برای تولید چهار میلیون کانسنگ باید میزان خوراک ورودی به کارخانه برابر ۴/۲ میلیون تن کانسنگ باشد. بر این اساس طبق رابطه زیر تولید سنگ آهن مورد نیاز با در نظر گرفتن اختلاط ماده معدنی با باطله، معادل ۶/۳۹۵ میلیون تن در سال خواهد بود.

$$\text{میزان اختلاط (۱+)} \times \frac{1}{\text{بازیابی}} \times \frac{\text{میزان کانسنگ}}{(1 - \text{افت})} = \text{ظرفیت معدن (میلیون تن)}$$

بنابراین داریم:

$$(1.05) \times \frac{1}{0.69127} \times \frac{4}{0.95} = 6.395$$

با توجه به ذخیره و ظرفیت، عمر معدن ۱۴/۴ سال و تناژ متوسط باطله برداری سالانه ۸۲۳۲۵۷۴۶ خواهد بود که به صورت زیر بدست می‌آید:

$$\text{عمر معدن} = \frac{92190656}{6395000} = 14.41$$

$$\text{متوسط باطله برداری سالانه} = \frac{1186314000}{14.41} = 82325746$$

با توجه به تناژ سالیانه برداشت باطله و کانسنگ، انتخاب ماشین‌آلات تولیدی صورت گرفته که نتایج در ادامه آورده شده است.

### عملیات واحد

**الف- چالزنی:** قطر چال‌های حفاری بر مبنای معدن شماره یک، ۲۵۱ میلی‌متر (۷/۸-۹ اینچ) در نظر گرفته شده است. با توجه به تناژ کل ماده معدنی و باطله‌ای که سالانه باید استخراج شود، تعداد دستگاه حفاری مورد نیاز برای ماده معدنی و باطله به صورت جداگانه محاسبه شده است. برای برداشت این مقدار سنگ به تعداد یک دستگاه ماشین حفاری برای حفاری در ماده معدنی و ۱۲ دستگاه برای حفاری در باطله نیاز می‌باشد و به سه دستگاه ماشین حفاری به عنوان رزرو نیاز است.

**ب- آتشیاری:** برای آتشیاری در ماده معدنی و باطله علاوه بر آنفو از فیتله انفجاری و دینامیت‌های دو پوندی به عنوان پرایمر نیز استفاده می‌شود. مقدار مورد نیاز هر کدام از مواد فوق برای هر تن سنگ به صورت خلاصه در جدول ۲ آورده شده است. در محاسبات فرض شده است در هر انفجار، ۴۰ چال به صورت پنج ردیف هشت‌تایی منفجر می‌شوند.

ماده مصرفی	مقدار کانسنگ به ازای هر تن	مقدار باطله به ازای هر تن
آنفو (کیلوگرم)	۰/۱۷۳	۰/۱۸۴
فیتله انفجاری (متر)	۰/۰۵۴	۰/۰۴۱
دینامیت (عدد)	۰/۰۰۷	۰/۰۰۵

جدول ۲- مواد منفجره مصرفی در آتشیاری

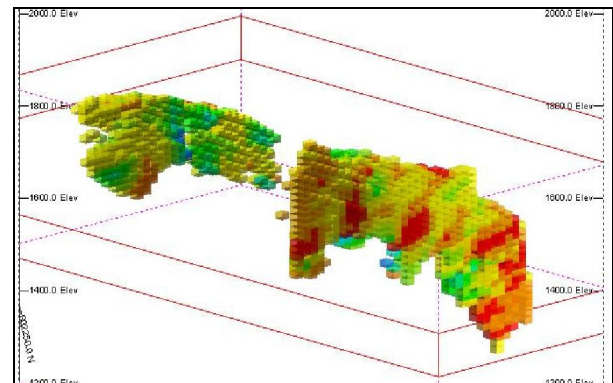
**ج- ماشین‌آلات بارگیری و باربری:** در این تحقیق برای انتخاب نوع و تعداد ماشین-آلات بارگیری و باربری از نرم‌افزار EQSS که در سال ۱۳۸۷ توسط خانم اکبری ارائه

ماده معدنی ۸۷۸۰۰۶۲۵ تن با عیار متوسط ۵۱/۳ درصد تخمین زده شد. به علت اهمیت پارامترهای دیگر مانند عیار گوگرد، درصد بازیابی مغناطیسی (MWT)، عیار فسفر و درصد اکسید آهن مدل‌سازی این پارامترها نیز انجام شد که خلاصه‌ای از نتایج حاصله در جدول ۱ آورده شده است.

پارامترهای مختلف	حداقل عیار (درصد)	میانگین عیار (درصد)	حداکثر عیار (درصد)
Fe	۲۵/۶	۵۱/۳	۶۳/۶
MWT	۳۴	۶۹/۱۲۷	۸۹/۸۲۶
Feo	۹/۶۴۷	۲۱/۶۵۸	۳۱/۰۶۴
P	۰/۰۲۲	۰/۱۱۷	۰/۲۶۷
S	۰	۱/۲۳۵	۳/۸۱۱

جدول ۱- مدل‌سازی پارامترهای مختلف در مدل بلوکی

مدل بلوکی ترسیم شده در نرم‌افزار دیتامین در شکل ۱ نشان داده شده است.



شکل ۱- نمای سه بعدی مدل بلوکی ترسیم شده در نرم‌افزار دیتامین

### پارامترهای طراحی معدن روباز

**الف- پارامترهای پایداری شیب:** بر اساس اطلاعات اولیه شیب پایدار بر حسب جنس آبرفت و سنگ آهن به ترتیب ۳۸ و ۴۵ درجه تعیین شده است. (کوشا ۱۳۸۷)

**ب- پارامترهای طراحی معدن روباز:** در این تحقیق ارتفاع پله‌ها بر طبق فرضیات شرکت کوشا معدن ۱۵ متر در نظر گرفته شده است. بر طبق این پیش‌فرض ارتفاع بلوک‌ها نیز معادل با ارتفاع پله‌ها در نظر گرفته شده است. (کوشا ۱۳۸۷)

**ج- ظرفیت معدن:** پس از تعیین مدل بلوکی در نرم‌افزار دیتامین بزرگترین کاواک ممکن به گونه‌ای بر روی ماده معدنی قرار داده شد تا تمام ماده معدنی را پوشش دهد. با توجه به اینکه در این پروژه هزینه برداشت یک تن آبرفت با هزینه برداشت یک تن باطله یکسان فرض شده است، بنابراین بلوک‌های آبرفت و باطله یکسان در نظر گرفته می‌شود. پس از طراحی بزرگترین کاواک ممکن، مجموع تناژ باطله ۱۱۸۶۳۱۴۰۰ تن به دست آمد. با در نظر گرفتن میزان اختلاط معادل ۵ درصد، تناژ کانسنگ معادل ۹۲۱۹۰۶۵۶ تن است که نسبت باطله برداری معادل ۱۲/۸۷ خواهد شد.

مبنای طراحی معدن بر اساس تولید سالانه چهار میلیون تن کانسنگ، می‌باشد. با توجه به آزمایش‌هایی که در مرحله اکتشاف بر روی مغزه‌های ماده معدنی انجام گرفته، بازیابی

شده است، استفاده شد. این نرم افزار برای انتخاب اندازه و تعداد تجهیزات بارگیری و باربری از معیار کمینه کردن هزینه‌ها استفاده می‌کند. (اکبری، ۱۳۸۷)

الگوریتم کلی این نرم‌افزار را می‌توان در سه بخش جدا کرد: اول انتخاب از نظر فنی، دوم ارزیابی اقتصادی با معیار کمینه‌سازی مجموع هزینه‌های سیستم و سوم تحلیل اندازه بر عملکرد معدن و انتخاب گزینه مناسب. (اکبری، ۱۳۸۷)

در این نرم‌افزار به منظور تعیین هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی از مرجع هزینه WME (۲۰۰۶) استفاده شده است که برای زمان محاسبه روزآمد شده اند.

(InfoMine, 2006)

با توجه به نتایج به دست آمده از نرم افزار EQSS تعداد یک عدد شاول هیدرولیکی با ظرفیت ۸/۴۱ متر مکعب برای کانسنگ و ۳ عدد شاول کابلی با ظرفیت ۴۲/۰۵ متر مکعب برای باطله انتخاب شدند. همچنین تعداد ۱۰ عدد کامیون ۷۰ تنی (شامل یک رزرو) برای کانسنگ و ۳۵ عدد کامیون ۲۱۰ تنی (شامل ۵ رزرو) برای باطله انتخاب شدند.

#### د- بولدوزر

در کنار هر شاول باید یک بولدوزر برای تمیزکاری و کمک به بارگیری شاول در نظر گرفته شود. بنابراین به تعداد چهار عدد بولدوزر برای تمیزکاری و کمک به بارگیری شاول‌ها نیاز است.

### محاسبه هزینه‌ها

#### الف- هزینه‌های سرمایه‌ای اولیه

عملیات روباره‌برداری، استخراج سنگ و تولید کنسانتره در شرکت گل‌گهر توسط شرکت‌های پیمانکاری انجام می‌شود اما در این تحقیق فرض شده است که سرمایه‌گذاری و اجراء به طور کامل توسط شرکت انجام می‌گیرد.

هزینه سرمایه‌ای اولیه در غالب هفت دسته کلی تقسیم‌بندی می‌شود که شامل هزینه سرمایه‌ای ماشین‌آلات تولیدی، هزینه ماشین‌آلات جنبی، سبک و پشتیبانی معدن، هزینه روباره‌برداری، هزینه ساختمان‌سازی و تأسیسات، هزینه‌های زیربنایی، تهیه تجهیزات و لوازم مورد نیاز قسمت‌های مختلف و هزینه سرمایه‌ای کارخانه فرآوری می‌باشد. مجموع هزینه‌های سرمایه‌ای مورد نیاز به صورت جدول ۳ می‌باشد. در این تحقیق ارزش هر دلار برابر با ۹۷۵۰ ریال در نظر گرفته شده است.

تجهیزات	تعداد	هزینه سرمایه‌گذاری مجدد (سال ۸) (هزار دلار)
کامیون‌های ماده معدنی	۹	۷۲۴۴/۶۸۵
کامیون‌های باطله	۳۰	۷۸۴۹۲
دستگاه چالزنی در ماده معدنی	۱	۱۱۳۵/۱۸
دستگاه چالزنی در باطله	۱۲	۱۳۶۲۲/۱۶
بلدوزر	۴	۳۴۴۷/۶
ماشین آلات جنبی	-	۱۰۰۷۵/۶۳۰
مجموع		۱۱۳۰۱۷/۲۵۵

جدول ۳- مجموع هزینه‌های سرمایه‌ای اولیه

#### ب- هزینه سرمایه‌گذاری مجدد

در طول عمر معدن لازم است بعضی از قطعات اصلی تجهیزات تعویض شوند که مستلزم هزینه‌هایی است که اضافه بر هزینه‌های عادی نگهداری است که در نرم‌افزار ویتل به عنوان هزینه‌های سرمایه‌ای جایگزین مطرح می‌شود. این هزینه‌ها در طی زمان تغییر می‌کنند. هزینه سرمایه‌ای مجدد به صورت جدول ۴ ارائه شده است.

(InfoMine, 2006)

#### ج- هزینه‌های عملیاتی معدن

هزینه‌های عملیاتی در معدن را می‌توان به هزینه‌های تعمیر و نگهداری و لوازم مصرفی و هزینه‌های پرسنلی مربوط به تجهیزات ماشین‌آلات تولیدی و هزینه آتشباری تقسیم‌بندی کرد. افزایش مسافت باربری به ازای افزایش پله، باعث افزایش تعداد کامیون‌ها و به تبع آن افزایش هزینه‌های عملیاتی می‌شود. هزینه‌های عملیاتی ماشین‌آلات تولیدی که نوع و تعداد آنها توسط نرم افزار EQSS انتخاب شده بود، با استفاده از همین نرم‌افزار برای پله اول محاسبه شد. این روند برای بقیه پله‌ها به همین ترتیب ادامه یافت و سپس افزایش هزینه‌های عملیاتی به ازای هر پله محاسبه گردید. (دهقانی‌پور، ۱۳۸۸)

هزینه‌های عملیاتی در باطله برابر ۰/۲۴۹۶ دلار بر تن می‌باشد و افزایشی معادل ۰/۰۰۵ دلار بر تن به ازای هر پله بود. (InfoMine, 2006)

هزینه‌های عملیاتی در کانسنگ نیز برابر ۰/۳۷۶۶ دلار بر تن افزایشی معادل ۰/۰۰۷ دلار بر تن به ازای هر پله محاسبه شد.

نوع سرمایه‌گذاری	هزینه ریالی (هزار ریال)	هزینه دلاری (هزار دلار)
ماشین آلات تولیدی	-	۱۵۸۰۲۵/۲۸۵
ماشین آلات جنبی و سبک	۲۲۶۱۳۰۵۸	۷۷۵۶/۶۹۲
هزینه روباره برداری	-	-
ساختمان سازی	۶۱۶۲۴۱۸۳	-
سرمایه ای زیربنایی	۶۶۷۳۱۱۶۰۴	-
هزینه های تجهیزات و لوازم مورد نیاز	۶۹۴۷۵۰۰	-
کارخانه فرآوری	۳۲۲۰۲۳۴۶۲۴	-
جمع کل	۳۹۷۸۷۳۰۹۶۹	۱۶۵۷۸۱/۹۷۷
جمع کل (هزار ریال)	۵۵۹۵۱۰۵۲۴۴	-
جمع کل (هزار دلار)	۵۷۳۸۵۶/۹	-

جدول ۴- هزینه‌های سرمایه‌گذاری مجدد معدن روباز

#### د- هزینه‌های عملیاتی کارخانه فرآوری

هزینه‌های عملیاتی کارخانه فرآوری شامل هزینه‌های انرژی مصرفی سالانه، تعمیر و نگهداری ساختمان‌ها و تأسیسات کارخانه فرآوری، تامین قطعات یدکی، هزینه پرسنلی و هزینه‌های اداری و تشکیلاتی می‌باشد. هزینه فرآوری پله مرجع ۵/۸۱۵۸ دلار به ازای هر تن کنسانتره می‌باشد. با توجه به اینکه در نرم‌افزار ویتل، بلوک‌های باطله به عنوان بلوک مرجع در نظر گرفته شده است بنابراین اختلاف هزینه‌های بلوک باطله و کانسنگ به هزینه فرآوری اضافه می‌شود. بنابراین هزینه فرآوری بلوک مرجع به صورت زیر به دست آمد:

$$۵/۸۱۵۸ + (۰/۳۷۶۶ - ۰/۲۴۹۶) = ۵/۹۴۲۸ \text{ دلار بر تن}$$

با توجه به اینکه مقدار افزایش هزینه‌های عملیاتی بلوک‌های باطله و کانسنگ به ازای افزایش پله‌ها با هم اختلاف دارند بنابراین این اختلاف ۰/۰۰۲ دلار بر تن به ازای هر پله به هزینه فرآوری اضافه شد. (InfoMine, 2006)

## ه - هزینه‌های زمانی

هزینه‌های زمانی هزینه‌هایی هستند که در طی عمر معدن صرف‌نظر از مقدار معدنکاری، فرآوری و فروش ادامه می‌یابد. این هزینه‌ها معمولاً هزینه‌های بالاسری یا هزینه‌های عمومی و اداری نامیده می‌شوند. این هزینه‌ها شامل هزینه سوخت و روغن و لاستیک ماشین‌آلات سبک و پشتیبانی معدن، انرژی الکتریکی مصرفی معدن، هزینه‌های تعمیر و نگهداری ساختمان‌ها و تأسیسات معدن، تامین قطعات یدکی و لوازم مصرفی و هزینه پرسنلی غیر تولیدی می‌باشد. هزینه‌های زمانی برای آنومالی چهار گل گهر ۱۵۹۸۷۱۴۰ دلار به ازای هر سال می‌باشد. (InfoMine, 2006)

## محاسبه عیار حد

یکی از مهمترین عوامل تأثیرگذار در عملیات معدنکاری عیار حد می‌باشد. تغییرات عیار حد بر عیار متوسط کانسار و تناژ ماده معدنی تأثیر گذاشته و در نتیجه پارامترهایی مانند ارزش خالص فعلی، گردش نقدینگی پروژه‌ها، عمر پروژه، بازیابی و محدوده نهایی نیز دستخوش تغییر و تحول می‌گردند. عیار حد برای آنومالی چهار گل گهر با استفاده از هزینه‌های به‌دست آمده در قسمت قبل با استفاده از الگوریتم لین ۵/۸۸ درصد محاسبه شد که بسیار پایین‌تر از حداقل عیار آهن در مدل بلوکی (۲۵/۶ درصد) می‌باشد. بنابراین تمام بلوک‌های آهن به منظور فرآوری به کارخانه فرآوری فرستاده خواهند شد. (دهقانی‌پور، ۱۳۸۸)

## مرحله اول برنامه‌ریزی تولید

با توجه به مشخص نبودن میزان روباره‌برداری و باطله‌برداری سالانه، برخی هزینه‌ها به طور دقیق برآورد نشدند. بنابراین در این مرحله ابتدا با استفاده از هزینه‌های محاسبه شده

در قسمت قبل، برنامه‌ریزی تولید معدن صورت گرفت و هزینه‌های محاسبه شده در قسمت قبل اصلاح و سپس برنامه‌ریزی تولید با پارامترهای اصلاح شده انجام شد.

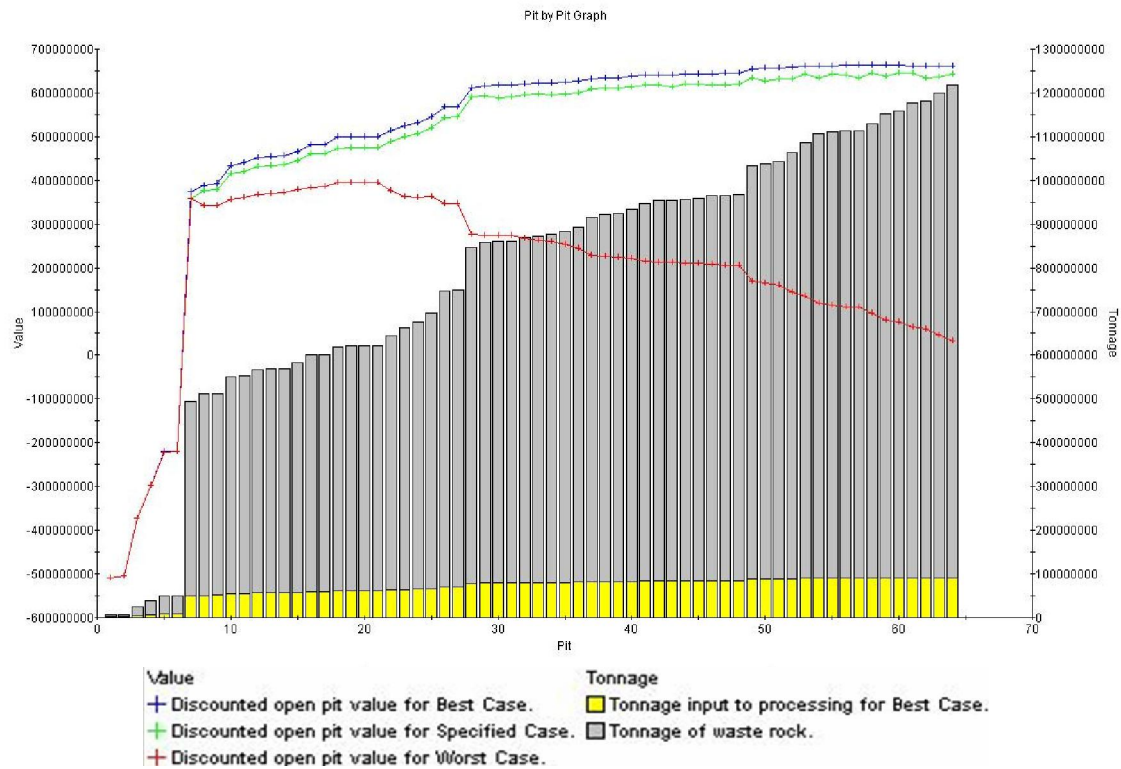
پس از وارد کردن اطلاعات فنی و اقتصادی مورد نیاز در نرم افزار ویتل و اجرای آن، ۶۴ کاواک لانه‌ای برای مقادیر مختلف فاکتور درآمد تولید شدند.

بعد از طراحی کاواک‌های لانه‌ای، برای این‌که بتوان محدوده نهایی معدن روباز را تعیین کرد، باید زمان‌بندی تولید معدن روباز انجام شود.

بدین منظور باید محدودیت‌های ظرفیت معدنکاری، تولید کانسنگ و تولید محصول تعیین شوند. برنامه‌ریزی تولید برای همه کاواک‌ها در سه حالت مختلف (بهترین حالت، حالت انتخاب شده توسط کاربر و بدترین حالت) صورت گرفت.

با توجه به اینکه هدف از این مرحله تعیین مقدار روباره‌برداری و باطله‌برداری سالانه و اصلاح برخی هزینه‌ها می‌باشد، بهترین حالت برنامه‌ریزی به عنوان مبنایی برای تعیین کاواک بهینه در نظر گرفته شد. همان‌طور که در شکل ۲ مشاهده می‌شود کاواک ۵۸ در بهترین حالت ویتل و حالت کاربر (الگوریتم میلاوای تعادلی) دارای بیشترین NPV ممکن می‌باشد. (دهقانی‌پور، ۱۳۸۸)

نتیجه کسب شده به عنوان مبنایی برای تعیین یک برنامه‌ریزی عملی می‌باشد. برای برنامه‌ریزی تولید اختصاصی که توسط کاربر با توجه به قضاوت‌های مهندسی انجام می‌شود، استفاده از الگوریتم میلاوای تعادلی، استخراج ۶۳۹۵۰۰۰ تن کانسنگ در سال به عنوان هدف اصلی در نظر گرفته شد. با توجه به این‌که برداشت سالانه این مقدار کانسنگ مستلزم برداشت مقدار خاصی باطله در سال می‌باشد، برنامه‌ریزی برداشت باطله به‌گونه‌ای انجام شد تا دو هدف اصلی در برنامه‌ریزی لحاظ گردد. اول اینکه روباره‌برداری برای حداقل دو سال اول معدن در نظر گرفته شود و همچنین بیشترین NPV ممکن حاصل شود. برای انجام این برنامه‌ریزی تعداد هشت پیشروی به نرم‌افزار پیشنهاد شد. نمودار زمان‌بندی تولید برای کاواک ۵۸ با در نظر گرفتن محدودیت‌های معدنکاری کانسنگ و باطله در شکل ۳ نشان داده شده است. (دهقانی‌پور، ۱۳۸۸)



شکل ۲- برنامه‌ریزی تولید بر روی کاوک‌های لانه‌ای در بهترین حالت، بدترین حالت و حالت مشخص شده توسط کاربر

برنامه‌ریزی در بهترین حالت، بدترین حالت و حالت کاربر بر روی کاوک‌های لانه‌ای انجام گرفت. بهترین حالت، معمولاً بیشترین NPV ممکن را می‌دهد ولی نمی‌تواند از لحاظ عملیاتی قابل اجرا باشد. با توجه به اینکه معیار عملیاتی بودن بسیار مهم می‌باشد بنابراین ترجیح داده شد تا از معیار میلاوای تعادلی استفاده شود. کاوک ۶۶ در بهترین حالت و کاوک ۷۱ (بزرگترین کاوک ممکن) در حالت مشخص شده توسط کاربر (الگوریتم میلاوای تعادلی)، دارای بیشترین NPV می‌باشد. (دهقانی‌پور، ۱۳۸۸)

### اصلاح هزینه‌ها

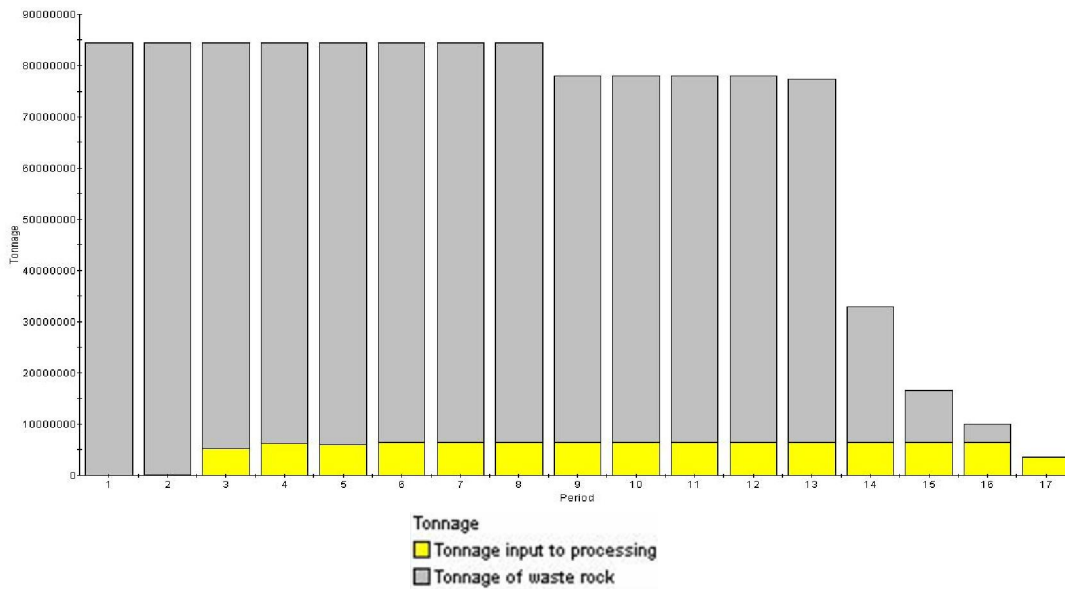
تغییر تناژ باطله‌برداری سالانه، ایجاب می‌کند که تعداد ماشین‌آلات تولیدی و به تبع آن هزینه‌ها مجدداً محاسبه و اصلاح شوند. انتخاب ماشین‌آلات بارگیری و باربری با استفاده از نرم‌افزار EQSS صورت گرفت که نتایج حاصله در ادامه آورده شده است. هزینه روباره‌برداری نیز به صورت هزینه سرمایه‌ای در پروژه اعمال گردید. برنامه‌ریزی مرحله اول این امکان را مهیا ساخت تا مقدار روباره‌برداری در سال‌های اول مشخص شود. برای برداشت این مقدار روباره از ماشین‌آلات انتخاب شده برای کانسنگ و باطله با هم استفاده خواهد شد. تغییر مقدار باطله‌برداری سالانه علاوه بر ماشین‌آلات بارگیری و باربری بر روی دستگاه‌های چالزنی و بولدوزر نیز تأثیر می‌گذارد. در نهایت این امر منجر به تغییر در هزینه‌های عملیاتی معدن و هزینه سرمایه اولیه می‌شود که باید نسبت به اصلاح آنها اقدام کرد. پس از اصلاح هزینه‌ها پارامترهای ورودی به نرم‌افزار ویتل مطابق جدول ۵ ارائه شده است.

### برنامه‌ریزی مرحله دوم

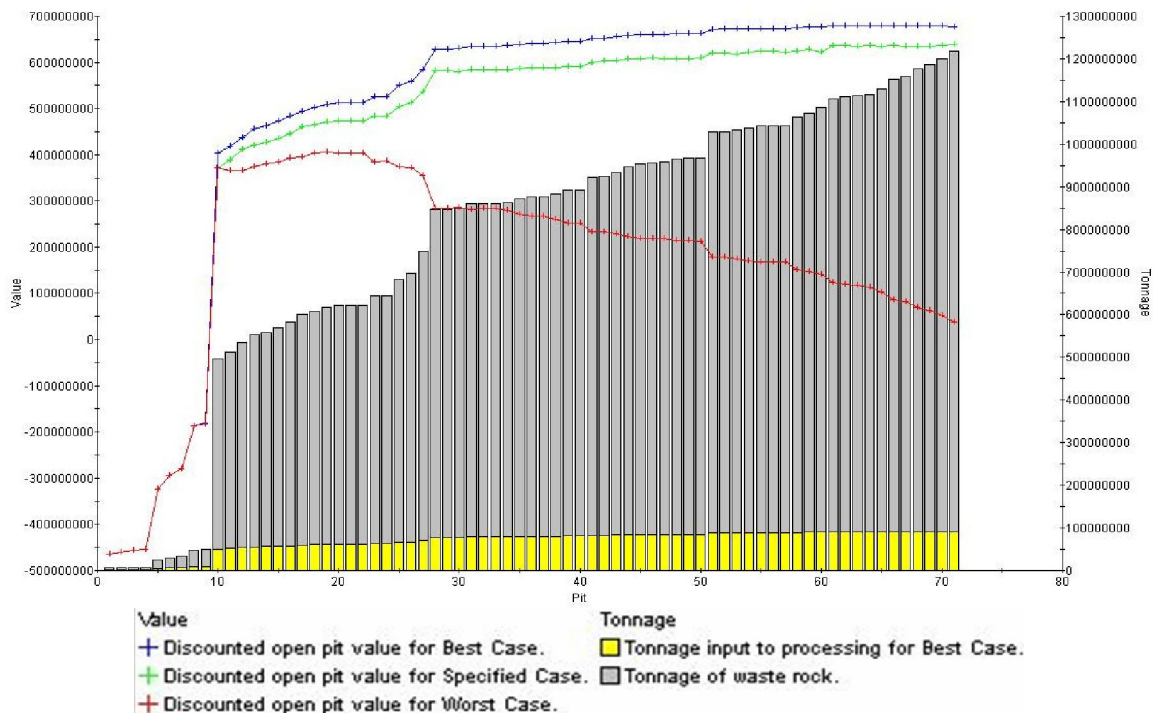
پس از اصلاح هزینه‌ها، برنامه‌ریزی تولید معدن به منظور دستیابی به بیشترین NPV ممکن، در نرم‌افزار ویتل انجام شد. پس از وارد کردن پارامترهای جدید در نرم‌افزار ویتل ۷۱ کاوک لانه‌ای برای فاکتورهای مختلف درآمد به دست آمد که در شکل ۴ نشان داده شده است. پس از تعیین کاوک‌های لانه‌ای باید کاوک بهینه به منظور انجام برنامه-ریزی تولید انتخاب شود. به این منظور در ابتدا برنامه‌ریزی در سه حالت مختلف بر روی کاوک‌های انتخاب شده، صورت گرفت و بهترین برنامه ممکن که بتواند هم معیار بیشترین NPV و هم معیار عملیاتی بودن برنامه‌ریزی را ارضاء کند، انتخاب شد.

مقدار	عنوان
۹۵	راندمان معدنکاری (درصد)
۱۰۰	قیمت کنسانتره با عیار ۶۸ درصد (دلار)
۰/۶۳۵	هزینه فروش (دلار)
۵۱۴۸۸۷۶۷۰	هزینه سرمایه ای در سال صفر (دلار)
۰/۲۵۷۷	هزینه معدنکاری بلوک مرجع
۰/۰۰۶	افزایش هزینه معدنکاری به ازای هر پله پیشروی در عمق (دلار به ازای هر تن سنگ)
۵/۹۳۴۷	هزینه فرآوری بلوک مرجع (دلار به ازای هر تن کانسنگ)
۱۵۹۸۷۱۳۹	هزینه های زمانی (دلار)
۱۱/۲۴	نرخ تنزیل کلی (درصد)

جدول ۵- پارامترهای ورودی به نرم‌افزار ویتل در مرحله دوم



شکل ۳- نمودار زمان‌بندی تولید برای کاواک ۵۸ با در نظر گرفتن محدودیت‌های معدنکاری کانسنگ و باطله



شکل ۴: برنامه‌ریزی تولید بر روی کاوک‌های لانه‌ای در بهترین حالت، بدترین حالت و حالت مشخص شده توسط کاربر

برنامه‌ریزی تولید برای کاواک ۶۶ در بهترین حالت در شکل ۵ نشان داده شده است. این برنامه‌ریزی به دلیل عدم وجود کانسنگ در سال سوم برای ورود به کارخانه فرآوری قابل اجرا نمی‌باشد. همچنین در سال‌های ۲، ۴، ۵ و ... مقدار کانسنگ کافی

الف- برنامه‌ریزی تولید بر روی کاواک ۶۶ در بهترین حالت

با توجه به اینکه برنامه‌ریزی با استفاده از بهترین حالت با وجود داشتن بیشترین NPV ممکن از لحاظ عملیاتی قابل اجرا نمی‌باشد، کاواک ۷۱ به عنوان کاواک بهینه نهایی برای این معدن انتخاب می‌شود. (دهقانی‌پور، ۱۳۸۸)

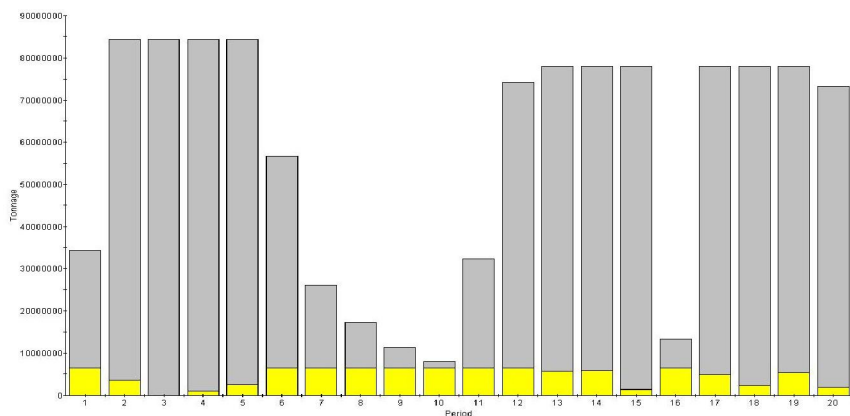
۹۳۱۹۰۶۵۲	تناژ کانسنگ
۱۱۲۶۴۲۹۴۲	تناژ باطله
۱۲/۲۲	نسبت باطله برداری
٪۴۸/۹	عیار آهن
٪۶۵/۸۳۵	عیار MWT
٪۱/۱۷۶	عیار گوگرد
۶۳۸۵۲۰۸۴۴	NPV (دلار)
۱۶/۷۶	عمر معدن (سال)
۵/۲۹	دوره بازگشت سرمایه (سال)
-۰/۳۲	نرخ بازگشت سرمایه
۲۲/۵۵	IRR

جدول ۶: نتایج برنامه‌ریزی تولید بر روی کاواک ۷۱ با استفاده از الگوریتم میلاوای تعادلی

برای ورود به کارخانه وجود ندارد. بنابراین یافتن برنامه‌ای که جنبه اجرایی داشته باشد بسیار مهم می‌باشد. NPV حاصل از این روش ۶۷۹۵۱۲۸۴۵ دلار با نرخ بازگشت داخلی ۲۶/۳۳ درصد است.

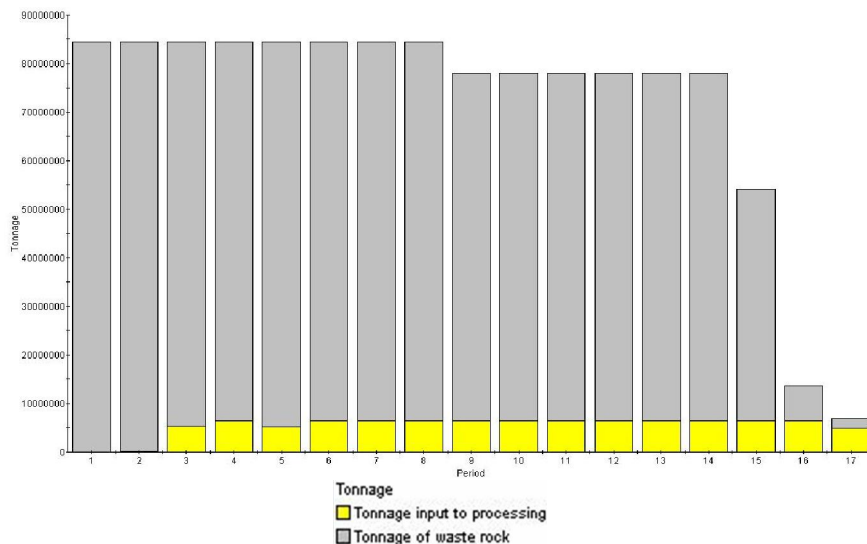
ب- برنامه‌ریزی تولید بر روی کاواک ۷۱ با استفاده از الگوریتم میلاوای تعادلی برنامه‌ریزی تولید بر روی کاواک ۷۱ با استفاده از الگوریتم میلاوای تعادلی انجام شد. نمودار زمان‌بندی تولید برای کاواک ۷۱ با در نظر گرفتن محدودیت‌های معدنکاری کانسنگ و باطله در شکل ۶ نشان داده شده است. لازم به ذکر است این برنامه‌ریزی به ازای محدودیت‌های مختلف باطله و روباره آزمایش شد و بهترین نتیجه ممکن انتخاب گردید. نتایج برنامه‌ریزی تولید بر روی کاواک ۷۱ که با استفاده از الگوریتم میلاوای تعادلی بدست آمده است در جدول ۶ آورده شده است. همانطور که مشاهده می‌شود NPV پروژه در این حالت ۶۳۸۵۲۰۸۴۴ دلار با نرخ بازگشت داخلی ۲۲/۵۵ درصد می‌باشد. (دهقانی‌پور، ۱۳۸۸)

ج- انتخاب کاواک بهینه نهایی



شکل ۵- نمودار زمان‌بندی تولید برای کاواک ۶۶ با در نظر گرفتن محدودیت‌های معدنکاری کانسنگ و باطله در بهترین حالت





شکل ۶- نمودار زمان بندی تولید برای کاواک ۷۱ با در نظر گرفتن محدودیت های معدنکاری کانسنگ و باطله با استفاده از الگوریتم میلاوای تعادلی

توسط نرم افزار ویتل ارائه می شود با وجود اینکه دارای NPV بالایی است ولی در کل از لحاظ عملیاتی قابل اجرا نیست. برنامه ریزی با استفاده از روش میلاوای تعادلی قادر است هر دو هدف فوق را تأمین کند. NPV حاصل از برنامه ریزی به روش میلاوای تعادلی ۶۳۸۵۲۰۸۴۴ با نرخ بازگشت داخلی ۲۰/۵۵ است.

### منابع

Dagdelen, K, 1985. Optimum multi period open pit mine production scheduling, PhD Dissertation, Colorado School of Mines, Golden, CO.

Johnson, T B, 1968. Optimum Open Pit Mine Production Scheduling, in *Mining Engineering*, p 120 (University of California: Berkeley).

Mine and Mill Equipment Costs (An Estimator's Guide), 2006, InfoMine USA, Inc. Western Mine Division.

Ramazan, S., 2007. The new Fundamental Tree Algorithm for production scheduling of open pit mines. *European Journal of Operational Research*, Vol.177, pp.1153-1166

Sevim, H., Lei, D., 1998. The problem of production planning in open pit mines. *INFOR*, Vol. 36, No. 1/2.

اکبری افخمی، آ.، ۱۳۸۷، تهیه نرم افزار انتخاب سیستم بارگیری- باربری در معادن روباز، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن دانشگاه تهران.

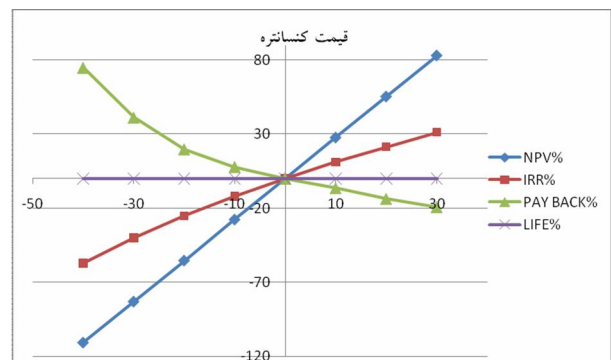
دهقانی پور، ع.، ۱۳۸۸، تعیین محدوده نهایی و برنامه ریزی تولید آنومالی شماره چهار معدن سنگ آهن گل گهر، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشکده مهندسی معدن دانشگاه تهران

شرکت مهندسین مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۷، گزارش طرح بهره برداری معدن شماره چهار گل گهر

هوسترولید، و.، کوچتا، م.، ۱۳۸۳ طراحی و برنامه ریزی معدن روباز، ترجمه علی اصغر خدایاری و مهدی یآوری، دانشگاه صنایع و معادن ایران، ص ۷۴۶

### آنالیز حساسیت بر روی قیمت کنسانتره

با توجه به تغییرات وسیع قیمت طی سال های ۲۰۰۰ تا ۲۰۰۸ که از ۲۷/۶ دلار تا ۱۳۲/۲ دلار تغییر می کند بنابراین روند تغییرات باید بین ۳۰+ درصد تا ۷۵- درصد بررسی شود اما با توجه منفی شدن NPV در ازای کاهش قیمت، روند تغییرات بین ۳۰+ درصد تا ۴۰- درصد بررسی شد. بررسی مقادیر NPV برای کاواک ۷۱ در قیمت های مختلف کنسانتره در شکل ۶-۵ آورده شده است. همان طور که مشاهده می شود وقتی قیمت کنسانتره از ۱۰۰ دلار به ۱۳۰ دلار افزایش می یابد، به NPV پروژه ۸۰ درصد اضافه می شود. با کاهش ۱۰ درصدی قیمت NPV پروژه ۱۷۶۶۷۰۰۰ دلار و نرخ بازگشت داخلی به میزان ۳ درصد کاهش می یابد. به دلیل حساس بودن این پروژه به قیمت سنگ آهن، لزوم بررسی دقیق تر درباره قیمت آینده سنگ آهن بسیار مهم می باشد. (دهقانی پور، ۱۳۸۸)



شکل ۷- بررسی تأثیر قیمت بر روی پارامترهای اقتصادی

### نتیجه گیری

در تحقیق انجام شده کاواک بدست آمده دارای ۹۲۱۹۰۶۵۲ تن کانسنگ با عیار آهن ۴۸/۹٪ می باشد که دارای نسبت باطله برداری ۱۲/۲۲ است. برنامه ریزی تولید بر روی کاواک با دو هدف بیشینه سازی ارزش خالص فعلی پروژه و متعادل بودن عملیات در طول عمر پروژه انجام شد. نتایج نشان می دهد استفاده از بهترین حالت برنامه ریزی که