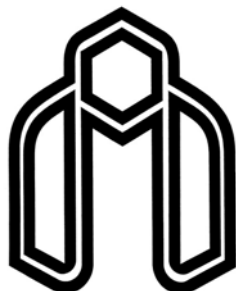


الله الرحمن الرحيم  
الحمد لله رب العالمين  
الذي هدانا لهذا  
والذي كنا لنهتدي لولا  
هدايتنا ربنا  
الرحمن الرحيم  
الحمد لله رب العالمين  
الذي هدانا لهذا  
والذي كنا لنهتدي لولا  
هدايتنا ربنا  
الرحمن الرحيم



دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد

**تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه ریزی تولید  
آنومالی A سنگ آهن سنگان**

**سید محمد علی حسینی**

اساتید راهنما:

**دکتر محمد عطایی**

**دکتر رضا خالوکاکایی**

استاد مشاور:

**مهندس زامار مفتی**

تابستان ۱۳۸۷

## چکیده

کانسار سنگ آهن سنگان بیش از یک چهارم ذخایر زمین شناسی آهن کشور را در بر دارد. مطالعه حاضر شامل تعیین محدوده بهینه نهایی و طراحی برنامه ریزی تولید به روی آنومالی A کانسار مذکور است که به کمک روش های دو و سه بعدی انجام می شود.

برای تعیین محدوده نهایی، از روش های مخروط شناور سه بعدی و گراف تئوری لرچ-گروسمن استفاده شده است. از آن جا که اثبات شده است که روش گراف تئوری لرچ-گروسمن همیشه جواب بهینه را به دست می دهند، پاسخ آن معیار مناسبی برای سنجش عملکرد سایر الگوریتم ها می باشد.

در ارزیابی کانسار، ارزش پیت به روش مخروط شناور سه بعدی معادل ۸۷۲ میلیون دلار و به روش لرچ-گروسمن ۸۸۸ میلیون دلار به دست آمد که با توجه به بهینه بودن روش لرچ-گروسمن، محدوده پیت نهایی با ۱۴ میلیون دلار اختلاف در روش مخروط شناور سه بعدی، با  $1/62\%$  خطا مواجه خواهد بود. تحلیل حساسیت سود به روی محدوده مذکور نشان داد که موثرترین پارامتر بر روی اقتصادی بودن پروژه، قیمت فروش کنسانتره است.

در ادامه، با توجه به بهینه بودن پاسخ روش گراف تئوری، برنامه ریزی تولید به روی محدوده تعیین شده توسط آن به کمک ترکیبی از روش های پارامتری کردن و برنامه ریزی پویا انجام می شود. نتایج به دست آمده نشان می دهند که کانسار مذکور در طول  $36/5$  سال با ارزش خالص فعلی ۴۲۵ میلیون دلار، قابل استخراج خواهد بود. تحلیل حساسیت ارزش خالص فعلی، به روی برنامه استخراجی طراحی شده، قیمت فروش را به عنوان حساس ترین متغیر معرفی نمود.

**کلمات کلیدی:** سنگ آهن سنگان، محدوده نهایی، مخروط شناور، گراف تئوری لرچ و گروسمن، برنامه ریزی تولید، تحلیل پارامتری، تحلیل حساسیت.

## فهرست مطالب و عناوین

### فصل اول، مقدمه و معرفی منطقه مورد مطالعه

- ۱-۱- مقدمه ..... ۲
- ۲-۱- روش روباز ..... ۲
- ۳-۱- تعریف محدوده‌ی نهایی معدن کاری روباز ..... ۳
- ۴-۱- تعریف برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز ..... ۳
- ۵-۱- معرفی کانسار سنگ آهن سنگان ..... ۴
- ۵-۱-۱- اطلاعات عمومی معدن ..... ۵
- ۵-۱-۱-۱- موقعیت جغرافیایی منطقه و راه‌های دسترسی به آن ..... ۵
- ۵-۱-۱-۲- آب و هوا و پوشش گیاهی ..... ۶
- ۵-۱-۳- توپوگرافی ..... ۶
- ۵-۲- تاریخچه‌ی مطالعات و سابقه فعالیت معدن ..... ۷
- ۵-۲-۱- شرحی بر مراحل اکتشاف تکمیلی ..... ۹
- ۵-۳- روش استخراج ..... ۱۰
- ۶-۱- هدف از انجام پایان‌نامه ..... ۱۰
- ۷-۱- سازمان‌دهی پایان‌نامه ..... ۱۱

## فصل دوم، معرفی الگوریتم‌های تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز

- ۲-۱-۱- مقدمه ..... ۱۴
- ۲-۲-۱- مروری بر روش‌های تعیین محدوده‌ی بهینه معدن‌کاری روباز ..... ۱۴
- ۲-۲-۱-۱- الگوریتم مخروط شناور ..... ۱۷
- ۲-۲-۱-۲- الگوریتم مخروط شناور II ..... ۱۷
- ۲-۲-۲- الگوریتم کوروبوف و روش‌های اصلاح شده آن ..... ۱۷
- ۲-۲-۴- تئوری نمودار لرچ - گروسمن ..... ۱۸
- ۲-۲-۵- الگوریتم ژائو - کیم ..... ۱۹
- ۲-۲-۶- روش شبکه و حداکثر جریان ..... ۱۹
- ۲-۲-۷- روش برنامه‌ریزی پویا ..... ۲۰
- ۲-۲-۸- الگوریتم جانسون و شارپ ..... ۲۲
- ۲-۳-۱- مروری بر روش‌های برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز ..... ۲۳
- ۲-۳-۱-۱- روش ابتکاری گرشون ..... ۲۴
- ۲-۳-۱-۲- روش ابتکاری ونگ و سویم ..... ۲۵
- ۲-۳-۱-۳- روش تحلیل پارامتری ..... ۲۵
- ۲-۳-۲- روش برنامه‌ریزی خطی آمیخته با اعداد صحیح ..... ۲۶
- ۲-۳-۵- الگوریتم درخت پایه ..... ۲۷

## فصل سوم، مدل‌سازی و تخمین ذخیره آنومالی A سنگ آهن سنگان

- ۳-۱-۱- مقدمه ..... ۲۹
- ۳-۲-۱- مدل‌سازی کانسار مورد مطالعه ..... ۳۰
- ۳-۲-۱-۱- آماده‌سازی اطلاعات ورودی ..... ۳۲

۳۲	..... Assay فایل ۱-۱-۲-۳
۳۳	..... Collar فایل ۲-۱-۲-۳
۳۳	..... Survey فایل ۳-۱-۲-۳
۳۴	..... Topography فایل ۴-۱-۲-۳
۳۴	..... پردازش اطلاعات ۲-۲-۳
۳۵	..... بررسی آماری داده‌ها ۱-۲-۲-۳
۳۶	..... منظم کردن یا کامپوزیت داده‌ها ۳-۲-۳
۳۹	..... تهیه مقاطع زمین‌شناسی ۳-۲-۳
۴۱	..... مثلث‌بندی مقاطع و تعیین حجم مدل ۴-۲-۳
۴۳	..... بلوک‌بندی مدل ۵-۲-۳
۴۴	..... ابعاد بلوک‌ها ۱-۵-۲-۳
۴۴	..... بلوک‌بندی ۲-۵-۲-۳
۴۵	..... جدول ۵-۳- اطلاعات آماری مربوط به توپوگرافی و توده معدنی کانسار ۴۵
۴۵	..... جدول ۶-۳- مختصات نقطه‌ی مرجع و تعداد بلوک‌ها در هر جهت ۴۵
۴۶	..... عیاردهی به بلوک‌ها ۶-۲-۳
۴۷	..... وزن مخصوص نمونه‌ها ۷-۲-۳
۴۷	..... بررسی فاکتور اکسیداسیون ۸-۲-۳
۴۸	..... تخمین ذخیره کانسار سنگ آهن سنگان ۳-۳
۴۹	..... روش نزدیکترین نقاط و عکس مجذور فاصله ۱-۳-۳
۵۱	..... زمین آمار (وریوگرام‌ها) ۲-۳-۳

## فصل چهارم، تعیین محدوده بهینه آنومالی A سنگ آهن سنگان

- ۱-۴- مقدمه ..... ۵۶
- ۲-۴- تهیه مدل بلوکی اقتصادی ..... ۵۶
- ۱-۲-۴- کلیات ..... ۵۶
- ۲-۲-۴- پارامترهای اقتصادی ..... ۵۸
- ۱-۲-۲-۴- هزینه‌های بخش معدن ..... ۵۸
- ۲-۲-۲-۴- هزینه‌های فرآوری ..... ۵۹
- ۳-۲-۲-۴- پارامترهای اقتصادی دیگر ..... ۵۹
- ۳-۲-۴- محاسبه‌ی ارزش بلوک‌ها ..... ۵۹
- ۳-۴- تعیین محدوده بهینه نهایی ..... ۶۲
- ۱-۳-۴- تعیین محدوده بهینه نهایی آنومالی A سنگان به روش گراف تئوری لرچ - گروسمن ..... ۶۳
- ۱-۱-۳-۴- ارسال مدل بلوکی به نرم افزار ..... ۶۵
- ۲-۱-۳-۴- تهیه مدل اقتصادی کانسار ..... ۶۵
- ۳-۱-۳-۴- نحوه اعمال هزینه‌ها در نرم افزار NPVS ..... ۶۵
- ۴-۱-۳-۴- پارامترهای فنی ..... ۶۷
- ۱-۴-۱-۳-۴- هندسه پله ..... ۶۷
- ۱-۴-۱-۳-۴- شیب دیواره معدن ..... ۶۸
- ۵-۱-۳-۴- ترقیق و بازیابی معدن کاری و فرآوری ..... ۶۸
- ۶-۱-۳-۴- برنامه زمانی استخراج ..... ۶۹
- ۷-۱-۳-۴- پارامترهای اقتصادی ..... ۶۹
- ۸-۱-۳-۴- بیت بهینه ..... ۷۰

- ۲-۳-۴- تعیین محدوده بهینه نهایی آنومالی A سنگان به روش مخروط شناور سه‌بعدی ..... ۷۹
- ۴-۴- مقایسه نتایج حاصل از اجرای الگوریتم‌های سه‌بعدی ..... ۸۲
- ۵-۴- تحلیل حساسیت پارمترهای اقتصادی موثر بر محدوده گسترش پیت ..... ۸۳

### فصل پنجم، طراحی برنامه‌ریزی تولید آنومالی A سنگ آهن سنگان

- ۱-۵- مقدمه ..... ۸۷
- ۲-۵- مفهوم برنامه‌ریزی تولید ..... ۸۷
- ۱-۲-۵- انواع برنامه‌ریزی تولید بر مبنای زمان برنامه‌ریزی ..... ۸۸
- ۳-۵- برنامه‌ریزی تولید آنومالی A سنگان به روش برنامه‌ریزی پویا ..... ۸۹
- ۱-۳-۵- پوش بک‌ها ..... ۹۰
- ۲-۳-۵- برنامه ریزی تولید سالیانه برای کل عمر معدن ..... ۹۳
- ۱-۲-۳-۵- تعریف متغیرهای هدف ..... ۹۳
- ۲-۲-۳-۵- پارامترهای کنترلی الگوریتم ..... ۹۴
- ۳-۲-۳-۵- ارائه نتایج ..... ۹۷
- ۴-۵- آنالیز حساسیت برنامه استخراج طراحی شده ..... ۱۰۳

### فصل ششم، نتایج و پیشنهادات

- ۱-۶- نتایج حاصل از انجام این تحقیق ..... ۱۰۶
- ۲-۶- پیشنهادات ..... ۱۱۰
- فهرست منابع و ماخذ به ترتیب حروف الفبا ..... ۱۱۳



# فصل اول

## [مقدمه و معرفی منطقه مورد مطالعه]

در این فصل پس از ارائه مقدمه‌ای مختصر، به شرح و توصیف منطقه مورد مطالعه و سوابق تحقیق در آن پرداخته شده و در ادامه نیز ضرورت تحقیق در آن مورد بررسی قرار می‌گیرد. در پایان این بخش ساختار کلی پایان نامه معرفی شده است.

## ۱-۱- مقدمه

به طور کلی، معادن یا در زیر زمین و یا در سطح و نزدیک سطح زمین قرار دارند. روش‌هایی که برای استخراج آن گروه از معادن که در سطح یا نزدیک سطح زمین قرار دارند به کار برده می‌شوند، روش‌های استخراج معادن سطحی نامیده می‌شوند. در این روش‌ها عملیات باطله‌برداری و استخراج ماده معدنی در فضای باز صورت می‌گیرد و لذا محدودیتی از نظر استفاده از ماشین‌آلات با قدرت و ظرفیت بالا وجود ندارد. به همین دلیل، تولید و ایمنی در این روش‌ها بالا و هزینه‌ها پایین خواهد بود. بنابراین امکان استخراج مواد معدنی با عیارهای پایین‌تر نیز در این دسته از روش‌ها وجود خواهد داشت. مهمترین روش از میان روش‌های استخراج معادن سطحی، روش روباز است. اهمیت این موضوع از آنجا ناشی می‌شود که بیش از ۷۰ درصد ذخایر معدنی، با این روش بهره‌برداری می‌شوند (اصانلو، ۱۳۸۴).

## ۱-۲- روش روباز

در روش استخراج روباز به منظور باز کردن کانسار از سطح معدن آن قدر باطله برداشته می‌شود تا به ماده معدنی دسترسی حاصل شود. در روش معدن‌کاری روباز کانسار از بالا به پایین به وسیله مجموعه‌ای از لایه‌های افقی با ضخامت یکسان که پیت نام دارند استخراج می‌شود. در این روش استخراج به کمک پله تا عمقی از ذخیره‌ی معدنی که استخراج آن اقتصادی باشد، ادامه پیدا می‌کند تا در نهایت گودالی به شکل مخروط ناقص در زمین به وجود می‌آید. تعداد این پله‌ها به عمق معدن، ارتفاع ماشین‌آلات بارگیری، شرایط ژئومکانیکی و شرایط جوی بستگی دارد.

در معادن روباز، پس از اینکه یک کانسار مراحل مختلف اکتشاف را پشت سر گذاشت و سودآوری آن در مرحله مطالعات امکان‌پذیری طرح تایید گردید، قبل از شروع به استخراج باید یک طراحی و به دنبال آن یک برنامه‌ریزی مهم به روی آن انجام شود. این دو عبارتند از:

الف - طراحی محدوده‌ی نهایی بهینه  
ب - برنامه‌ریزی تولید.

### ۱-۳- تعریف محدوده‌ی نهایی معدن کاری روباز

محدوده‌ی نهایی معدن کاری روباز، محدوده‌ای است که خارج از آن، استخراج ماده‌ی معدنی به روش روباز اقتصادی نبوده و باید امکان استخراج آن به روش‌های دیگر، مورد ارزیابی قرار گیرد. در مجموع هدف از طراحی محدوده‌ی بهینه نهایی، تعیین ناحیه‌ای از کانسار است که با استخراج آن، سود کلی حاصله، بیشترین مقدار ممکن باشد. قبل از شروع عملیات استخراج، به دلایل زیر، طراحی محدوده‌ی بهینه ضرورت دارد (خالوکاکی، ۱۳۸۶):

- ۱- تعیین میزان ذخیره‌ی قابل استخراج که بایستی برداشته شود.
- ۲- تعیین محل سدهای باطله، انباشتگاه‌های مواد معدنی، محل احداث کارخانه‌ها و سایر تاسیسات.
- ۳- طراحی جاده‌های دسترسی به ماده معدنی.
- ۴- برنامه‌ریزی تولید برای رسیدن به بیشترین ارزش خالص فعلی (NPV).

استخراج به این روش، نیازمند سرمایه‌گذاری اولیه زیاد و نیز بازه‌ی عملکرد طولانی است. به همین دلیل، استخراج منابع بایستی به صورت یک برنامه زمان‌بندی شده درآید، بطوریکه این برنامه، ارزش پروژه را به حداکثر مقدار ممکن رسانده و همزمان عملیات استخراج را نیز در طول عمر معدن به صورت متعادل شده درآورد.

علاوه بر موارد یاد شده، باید گفت که طراحی محدوده‌ی گسترش نهایی معدن کاری روباز و طبیعتاً، برنامه‌ریزی تولید آن، تابع پارامترهای مختلفی است که با توجه به تکمیل شدن اطلاعات اکتشافی، تغییرات هزینه و درآمد در طول عمر معدن، بارها مورد بررسی قرار گرفته و تغییر می‌کند.

### ۱-۴- تعریف برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز

برنامه‌ریزی تولید معادن روباز، عبارت است از تعیین ترتیب استخراج بلوک‌های واقع در محدوده نهایی، به طوری که ارزش خالص فعلی جریان‌های نقدینگی با توجه به محدودیت‌های تحمیل شده بر سیستم معدن کاری، حداکثر باشد. پس از حل مساله طراحی محدوده نهایی و به دست آوردن حد

گسترش بهینه، مساله برنامه‌ریزی تولید مطرح می‌شود. از آنجا که استخراج مواد موجود در محدوده نهایی در واحد زمان امکان‌پذیر نیست، لذا با برنامه‌ریزی برای استخراج و فازبندی بلوک‌های موجود در محدوده نهایی، طوری عمل می‌شود که با توجه به محدودیت‌های موجود و رعایت آن‌ها (تا حد امکان)، و نیز ارزش زمانی پول، بیشترین سود عاید معدن کار شود. بنابراین لازم است که قسمت‌های پرعیار در سال‌های اولیه، و سپس قسمت‌های کم‌عیار همراه با باطله، در سال‌های آخر عمر معدن، استخراج شوند (خالوکاکی، ۱۳۸۶).

برنامه‌ریزی تولید خود به دوره‌های زمانی کوتاه مدت و بلند مدت تقسیم‌بندی می‌شود که نوع اول در مرحله عملیاتی و نوع دوم در زمان طراحی، استفاده می‌شود.

### ۱-۵- معرفی کانسار سنگ آهن سنگان<sup>۱</sup>

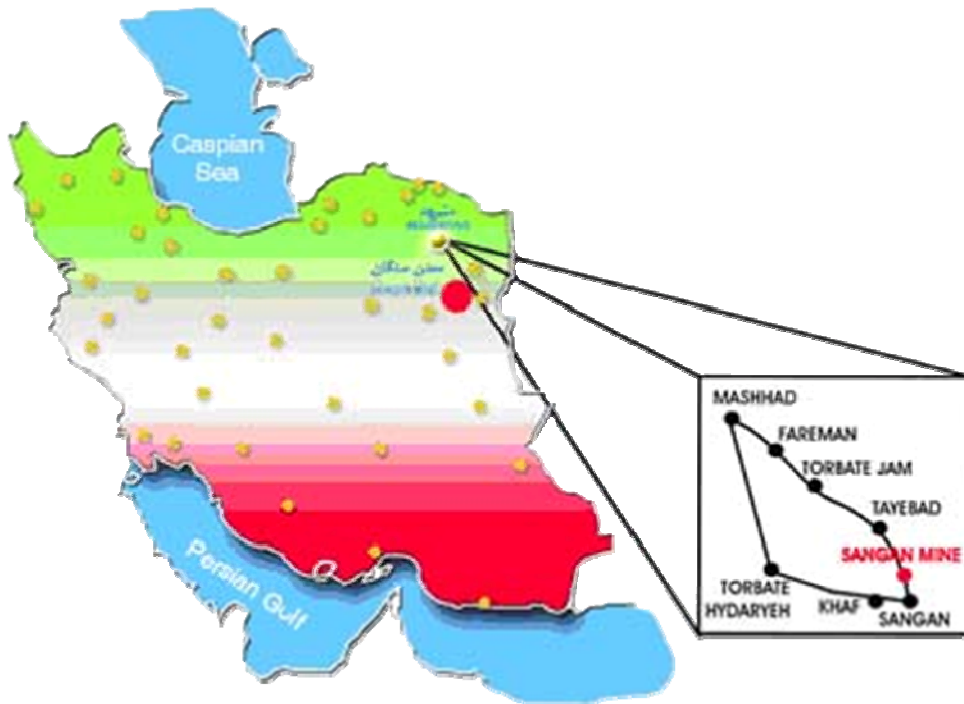
کانسار سنگ آهن سنگان در فاصله ۳۰۸ کیلومتری جنوب شرقی مشهد و در حدود ۱۸ کیلومتری شمال شرقی سنگان در استان خراسان رضوی قرار دارد (شکل ۱-۱). این کانسار بیش از یک‌چهارم ذخایر زمین‌شناسی آهن کشور را در بر گرفته (جدول ۱-۱) و شامل سه محدوده غربی (آنومالی‌های A, A', B, C شمالی و جنوبی)، مرکزی (شامل آنومالی‌های باغک، دردوی، باغک شرقی و سجدک) و شرقی (مشمتمل بر آنومالی‌های معدن‌جوی سابق، غار سم‌آهنی، فرزنه شرقی و فرزنه غربی) است. شکل ۱-۲).

موقعیت آنومالی‌های غربی سنگ آهن سنگان در شکل ۱-۲ نمایش داده شده است.

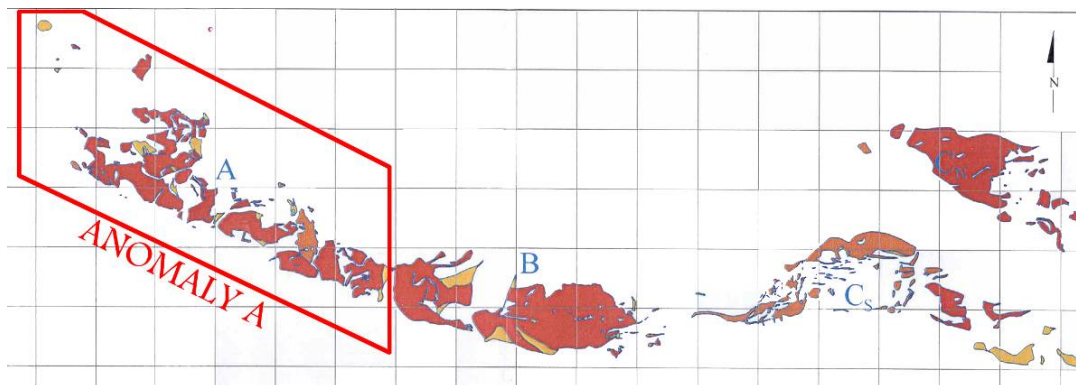
جدول ۱-۱- تخمین ذخایر سنگ آهن در ایران (دفتر امور مهندسی طرح سنگان، ۱۳۸۳)

ردیف	نام معدن	میزان ذخیره (میلیون تن)		
		زمین‌شناسی	قطعی	احتمالی و ممکن
۱	چغارت	۱۳۸	۱۲۱	۱۷
۲	چادرملو	۳۷۷	۳۳۰	۴۷
۳	سایر آنومالی‌های سنگ آهن مرکزی	۱۲۵۰	۳۷۶	۸۷۴
۴	گل‌گهر	۱۱۴۰	۸۸۶	۲۵۴
۵	سنگان	۱۲۰۰	۳۷۵	۸۲۵
۶	سایر معادن کشور	۳۰۰	۱۰۰	۲۰۰
	جمع	۴۴۰۵	۲۱۸۸	۲۲۱۷

<sup>۱</sup>مطالب این بند، عمدتاً از گزارشات داخلی شرکت ملی فولاد ایران آورده شده است.



شکل ۱-۱- موقعیت معدن سنگان



شکل ۱-۲- نقشه موقعیت آنومالی A در محدوده آنومالی‌های غربی معدن سنگ آهن سنگان

### ۱-۵-۱- اطلاعات عمومی معدن

#### ۱-۱-۵-۱- موقعیت جغرافیایی منطقه و راه‌های دسترسی به آن

محدوده کانسار سنگ آهن سنگان در مجموع به شکل مستطیلی است که طول آن حدود ۱۱ کیلومتر و عرض آن در حدود ۷ کیلومتر است. نزدیک‌ترین شهرستان به محل کانسار، خواف است که ۴۰ کیلومتر با آن فاصله دارد. فاصله کانسار با شهرستان تایباد واقع در شمال شرقی آن ۷۰ کیلومتر

است. طول جغرافیایی کانون سنگ آهن سنگان "۳۶، ۲۶، ۶۰ شرقی و عرض جغرافیایی آن "۳۶، ۲۸، ۳۴ شمالی است. راه ارتباطی به محل کانسار از دو مسیر آسفالت به شرح زیر قابل دسترسی است:

- مشهد، تربت حیدریه، خواف، سنگان، معدن

- مشهد، فریمان، تربت جام، تایباد، سنگان، معدن

خط آهن سراسری نیز از شهرستان تربت حیدریه به سوی مرز افغانستان در حال احداث است از جنوب سایت معدن سنگان عبور خواهد کرد.

#### ۱-۵-۱-۲- آب و هوا و پوشش گیاهی

منطقه مورد مطالعه از لحاظ اقلیمی در ردیف مناطق خشک نیمه کویری و تا حدی کوهستانی قرار دارد. حداکثر درجه حرارت در تابستان و در ماه‌های تیر و مرداد به ۴۵ درجه سانتی‌گراد و حداقل آن در زمستان و در ماه‌های دی و بهمن به ۱۳- درجه سانتی‌گراد می‌رسد. مقدار متوسط بارندگی به صورت برف و باران در منطقه مذکور حدود ۱۲۰ میلی‌متر در سال می‌باشد. حداکثر میزان بارش، مربوط به ماه‌های بهمن، اسفند و فروردین می‌باشد که به صورت رگبارهای شدید است و باعث جاری شدن سیلاب در منطقه می‌شود. لازم به ذکر است که این منطقه فاقد رودخانه دائمی است. از لحاظ پوشش گیاهی نیز بخش عمده منطقه مورد مطالعه را بوته‌ها و تک درختان تشکیل داده‌اند که به سمت دشت، مقدار بوته‌ها افزایش می‌یابد.

#### ۱-۵-۱-۳- توپوگرافی

محدوده آنومالی A (آنومالی‌های غربی) دارای ناحیه‌ای کوهستانی و با آبراهه‌هایی است که شیب عمومی آن‌ها به سمت جنوب غربی و به سوی حوزه‌ی خواف است. از دیدگاه ریخت‌شناسی منطقه مورد مطالعه را می‌توان به سه بخش زیر تقسیم کرد.

بخش مرکزی که محدوده منطقه مینرالیزه سنگ آهن آنومالی‌های غربی را تشکیل می‌دهد و به شکل برآمدگی کمانی مانند است که از آنومالی A' با روند شمال غرب - جنوب شرق شروع، و به تدریج در کوه طالب (آنومالی B) و آنومالی C جنوبی، روند تقریبی شرقی - غربی به خود می‌گیرد. این بخش به دلیل این که عمدتاً از توده‌های سنگ آهن، آهک، آهک دولومیتی، اسکارن و دایک‌های داسیتی و ریوداسیتی تشکیل شده دارای توپوگرافی خشن و ناهمواری است و عمده ارتفاعات و

بلندی‌های محدوده مورد مطالعه را تشکیل می‌دهد. حداکثر ارتفاع در این محدوده ۱۷۸۳/۳ متر از سطح دریای آزاد است و حداقل آن حدود ۱۳۰۰-۱۲۰۰ متر می‌باشد.

بخش شمالی که در محدوده شمال بخش مرکزی قرار گرفته است، به دلیل این که از سنگ‌های رسوبی نظیر سیلت، شیل و ماسه سنگ ژوراسیک تشکیل شده دارای توپوگرافی نسبتاً آرامی است و در نتیجه فرسایش آن‌ها، دره‌ای مابین کوه طالب و کوه سرنوسر تشکیل شده است. گرانیب سرنوسر با توپوگرافی نسبتاً خشن و ناهموار خود در محدوده‌ی شمالی رسوبات شیلی و ماسه سنگی ژوراسیک قرار گرفته و دارای ارتفاعی حدود ۱۷۰۰ - ۱۶۰۰ متر از سطح دریای آزاد است.

در بخش مرکزی ناحیه مورد مطالعه و جنوب آنومالی A و کوه طالب، تراس‌های آبرفتی با شیب جنوب شرقی دیده می‌شوند. این تراس‌ها همچنین در بخش غربی محدوده مورد مطالعه و با شیب عمومی به سوی غرب مشاهده می‌شوند.

در بخش‌های جنوبی و شرقی ناحیه مورد مطالعه رسوبات نوع آبرفتی مابین تپه‌ها را پر کرده که سبب هدایت و جریان آب‌های منطقه به سمت جنوب غربی می‌شوند. شیب حوزه رسوبی بخش‌های جنوبی و غربی ارتفاعات و تپه ماهورها به سمت جنوب غربی است و حجم زیاد این رسوبات ناشی از جاری شدن سیلاب در دشت می‌باشد. محل تخلیه آبراهه‌های جنوبی حدود ۴۰ کیلومتری جنوب محدوده مورد مطالعه در یک کف نمکی بزرگ است.

#### ۱-۵-۲- تاریخچه‌ی مطالعات و سابقه فعالیت معدن

آثار و شواهد موجود از کارهای معدن‌کاری قدیمی و نوشته‌های حمداله مستوفی در کتاب نزهت القلوب، دلالت بر این موضوع دارد که تاریخ معدن‌کاری در محدوده‌ی سنگ آهن سنگان، به حدود ۶۰۰ سال قبل بر می‌گردد. اطلاعات مربوط به واحدهای چینه‌شناسی در ناحیه چهارگوش تایباد، بسیار محدود و اندک است. نقشه زمین‌شناسی ایران که توسط شرکت ملی نفت ایران در سال ۱۳۵۵ تهیه شده، از جمله اطلاعات و مدارکی است که مستقیماً به این ناحیه مربوط می‌شود. با پی‌جویی و شناسایی سنگ آهن سنگان، توسط شرکت باریت ایران در سال ۱۳۵۴، فعالیت جدید اکتشافی در این منطقه آغاز شد. حجم عملیات اکتشافی انجام شده در این مرحله به شرح جدول شماره ۱-۲ می‌باشد.

جدول ۱-۲- خلاصه عملیات انجام شده در آنومالی‌های سنگ آهن سنگان توسط شرکت باریت ایران

ردیف	نوع عملیات	واحد اندازه‌گیری	حجم کل کار انجام شده
۱	نقشه زمین‌شناسی و توپوگرافی ۱:۲۵۰۰۰	کیلومتر مربع	۴۰
۲	نقشه زمین‌شناسی و توپوگرافی ۱:۵۰۰۰	کیلومتر مربع	۲۰
۳	نقشه زمین‌شناسی و توپوگرافی ۱:۱۰۰۰	کیلومتر مربع	۲/۵
۴	تهیه نقشه زمین‌شناسی ۱:۲۰۰۰۰	کیلومتر مربع	۶۰
۵	جاده سازی	کیلومتر	۸۴

پس از پیروزی انقلاب اسلامی، این منطقه مورد بازدید کارشناسان شرکت ملی فولاد قرار گرفت و مشخص شد که این معادن دارای پتانسیل اقتصادی بوده و برای مطالعات بعدی، قابل توجه هستند. اکتشافات مقدماتی آنومالی‌های غرب سنگان در سال‌های ۱۳۶۲ تا ۱۳۶۹ انجام شد. در این مدت ۳۱۲۱۱ متر حفاری در ۱۰۱ حلقه گمانه حفاری، همراه با عملیات ژئوفیزیکی، تهیه نقشه‌های زمین‌شناسی، حفر ترانشه‌های اکتشافی و ارزیابی ذخیره به انجام رسید (جدول ۱-۳). بر پایه این عملیات، ذخیره آنومالی‌های غربی سنگ آهن سنگان، ۶۰۰ میلیون تن سنگ آهن، با عیار متوسط آهن ۴۸ درصد، به همراه فسفر ۰/۰۳ درصد و گوگرد ۰/۷۷ درصد، تعیین شد.

در ادامه مطالعات اکتشافی سنگ آهن سنگان و به منظور انجام مطالعات امکان‌سنجی (در دو مرحله)، در اواخر سال ۱۹۹۰ میلادی (۱۳۶۹)، قرارداد همکاری بین وزارت معادن فلزات و شرکت مهندسی مشاور BHP (استرالیایی) منعقد شد. مطالعات امکان‌سنجی مقدماتی توسط این مشاور، در ماه می سال ۱۹۹۱ میلادی به اتمام رسید. این مطالعات، ذخایر و مشخصه‌های معدنی و متالورژیکی کانسار سنگ آهن سنگان را مورد مقایسه و ارزیابی قرار داد. مطالعات زمین‌شناسی در این مرحله از امکان‌سنجی، تایید کرد که کانسار سنگ آهن سنگان، از تیپ اسکارن و دارای ذخیره معادل ۵۴۱ میلیون تن سنگ آهن با عیار متوسط آهن ۴۲/۳ درصد و گوگرد ۰/۷۵ درصد می‌باشد.

متعاقب بررسی و اتمام مرحله امکان‌سنجی مقدماتی و پیشنهادات مطالعات امکان‌سنجی، عملیات اکتشاف تفصیلی بر روی مناطق اولویت‌دار انتخابی (آنومالی‌های B و C شمالی) متمرکز شد. این کار



با نظارت شرکت مهندسين مشاور BHP انجام و در ماه مه ۱۹۹۲ به اتمام رسيد و گزارش امکان‌سنجی نهایی در فوریه سال ۱۹۹۳ ارائه شد.

در مجموع در آنومالی A سنگ آهن سنگان، ۶۲ حلقه گمانه حفاری به مقدار کل ۱۵۲۰۶/۱۵ متر، بر روی دوازده پروفیل اکتشافی و در آنومالی C جنوبی ۳۱ حلقه گمانه حفاری، معادل ۱۰۵۶۶/۱۵ متر بر روی چهارده پروفیل اکتشافی، حفر گردیده است.

در جدول ۱-۳، خلاصه‌ای از عملیات اکتشافی انجام شده در منطقه، توسط شرکت ملی فولاد ایران، در فاصله سال‌های ۱۳۶۲ تا ۱۳۶۹ آورده شده است.

#### ۱-۲-۵-۱- شرحی بر مراحل اکتشاف تکمیلی

در مرحله اکتشاف تکمیلی (از اوایل سال ۱۳۸۳ تا اواسط سال ۱۳۸۴) در مجموع ۲۴ حلقه گمانه حفاری توسط مهندسان مشاور معدنکاو در محدوده پروفیل‌های دوازده‌گانه آنومالی A طراحی و حفر شد. بر این اساس در مجموع در محدوده اکتشافی آنومالی A سنگ آهن سنگان و در مراحل مختلف اکتشافی این آنومالی در کل، ۸۸ حلقه گمانه حفاری به مقدار کل ۲۲۰۴۰/۶۰ متر بر روی محدوده آنومالی A با روند شمالی - جنوبی حفر شده است.

بخش عمده گمانه‌های حفاری با آزیموت ۳۶۰ و ۱۸۰ درجه و با شیب از ۵۱ تا ۹۰ درجه نسبت به راستای افقی (صفر تا ۳۹ درجه نسبت به امتداد قائم) حفر شده است. عمق گمانه‌های حفر شده از ۷۵/۴ متر تا ۵۸۰ متر متغیر است. قطر خارجی گمانه‌ها نیز از ۱۳۲/۰۴ تا ۵۹/۵۶ میلی‌متر متغیر است. فاصله گمانه‌ها نیز از ۳۹ متر تا ۱۰۴ متر تغییر می‌کند.

جدول ۱-۳- عملیات اکتشافی انجام شده در منطقه، توسط شرکت ملی فولاد در فواصل سال‌های ۱۳۶۹-۱۳۶۲

ردیف	نوع عملیات	واحد اندازه‌گیری	حجم کل کار انجام شده
۱	خدمات معدنی حفر ۱۰۱ حلقه	متر	۳۱۲۱۱
۲	حفر ترانشه‌های اکتشافی در طول مسیر نمونه‌برداری	متر	۶۴۵۳/۵
۳	نمونه برداری نمونه برداری سطحی (ترانشه و تونل)	عدد	۱۵۳۲
۴	نمونه‌برداری از مغزه گمانه‌های حفاری	عدد	۳۰۲۴
۵	نمونه‌برداری به منظور تعیین وزن مخصوص	عدد	۲۶۱ تا ۲۰۱
۶	تهیه نقشه زمین‌شناسی تهیه نقشه زمین‌شناسی در مقیاس ۱:۵۰۰۰	کیلومتر مربع	۱۸/۷۵
۷	تهیه نقشه زمین‌شناسی در مقیاس ۱:۲۰۰۰۰	کیلومتر مربع	۱۹۲
۸	عملیات ژئوفیزیکی منیتومتری (برداشت پروفیلی)	کیلومتر	۲۰۴
۹	گراویمتری (برداشت پروفیلی)	کیلومتر	۲۰۴
۱۰	چاه‌پیمایی در ۹۶ حلقه گمانه اکتشافی	متر	۲۹۱۰۶
۱۱	تهیه نقشه گراویمتری ۱:۲۰۰۰ و ۱:۵۰۰۰	شیت	۴
۱۲	تهیه نقشه منیتومتری ۱:۲۰۰۰ و ۱:۵۰۰۰	شیت	۴
۱۳	نقشه برداری برداشت پروفیل	کیلومتر	۱۹۰
۱۴	برداشت نقاط	عدد	۹۵۹۷
۱۵	تهیه نقشه‌های توپوگرافی ۱:۲۰۰۰۰	کیلومتر مربع	۳۰
۱۶	تهیه عکس هوایی در مقیاس ۱:۱۰۰۰۰	کیلومتر مربع	۴۶۰
۱۷	تهیه عکس هوایی در مقیاس ۱:۵۰۰۰	کیلومتر مربع	۲۰

### ۱-۵-۳- روش استخراج

با توجه به مورفولوژی منطقه و نیز نزدیکی ماده‌ی معدنی به سطح و امکان استحصال بخش عظیمی از کانسار به روش روباز، همچنین مطالعات فنی و اقتصادی انجام شده، روش استخراج پیشنهادی، روش استخراج روباز است که کلیه عملیات طراحی و ارزیابی‌ها نیز بر این مبنا انجام خواهد شد.

### ۱-۶- هدف از انجام پایان‌نامه

در مهندسی معادن روباز، همواره با دو مساله اساسی، یعنی طراحی محدوده‌ی نهایی بهینه و برنامه‌ریزی تولید روبرو هستیم. برای این منظور، الگوریتم‌های ابتکاری و ریاضی زیادی را محققین مختلف ارائه کرده‌اند که بررسی کاربرد آن‌ها بر روی یک مدل حقیقی معدنی می‌تواند به نوعی اعتبار

سنجی برای آن الگوریتم‌ها محسوب شود. اما باید گفت که لازمه‌ی انجام این طراحی، تلفیق اطلاعات حاصل از برداشت‌های زمین‌شناسی، اکتشافی و اقتصادی و ساخت مدل بلوکی کانسار است. در این پایان نامه در مرحله‌ی اول، سعی شده است که مدل بلوکی عیاری برای آنومالی A معدن سنگان، که تا زمان نگارش این پایان‌نامه فاز اکتشافات تکمیلی خود را طی می‌کند، به کمک داده‌های حاصل از گمانه‌های اکتشافی و روش‌های تخمین عیار ساخته شود. تخمین ذخیره و ساخت مدل بلوکی اقتصادی برای تعیین محدوده‌ی نهایی گسترش پیت معدن، در مرحله‌ی بعد صورت خواهد گرفت.

از آنجا که مساله طراحی محدوده بهینه نهایی، در ذات خود یک مساله سه بعدی است، روش‌های سه بعدی نیز برای حل آن مناسب خواهند بود زیرا پاسخ روش‌های دوبعدی نیاز به صاف کردن مقاطع در مرحله بعدی دارد که این عمل خود باعث غیر بهینه شدن محدوده یافته شده می‌شود. بنابراین مدل بلوکی اقتصادی تهیه شده، به کمک دو روش، که یکی ابتکاری (مخروط متحرک مثبت سه بعدی) و دیگری مبنای ریاضی دارد (تئوری گراف لرچ-گروسمن)، مورد ارزیابی قرار خواهد گرفت. پاسخ الگوریتم‌های مذکور باهم قیاس شده و نتایج حاصل از بهترین پاسخ در بخش بعدی، برای تعیین ترتیب سکناس استخراجی (برنامه‌ریزی تولید) به یک روش برنامه‌ریزی تولید تحقیق در عملیاتی (برنامه‌ریزی پویا)، انتقال داده می‌شود. در پایان نیز تحلیل حساسیت بر اساس متغیرهای موجود، موثرترین پارامترها را بر اقتصادی بودن طرح مشخص خواهد کرد. گفتنی است که برحسب نیاز در هر مرحله، از نرم‌افزاری معتبر استفاده شده است که فرآیند مدل‌سازی محدوده‌ی مورد مطالعه به کمک آن‌ها در جای خود توضیح داده خواهد شد.

## ۱-۷- سازمان‌دهی پایان‌نامه

فصل اول: مقدمه‌ای مختصر در مورد محل مورد مطالعه، ضرورت انجام این تحقیق و هدف از انجام پایان‌نامه در این فصل بیان شده است.

فصل دوم: در این فصل به معرفی روش‌های تعیین محدوده‌ی نهایی بهینه‌ی معادن روباز و الگوریتم‌های بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید در آن‌ها پرداخته شده است.

فصل سوم: در این فصل پارامترهای موثر در تهیه مدل سه بعدی بلوکی کانسار پرداخته شده و پس از تهیه مدل بلوکی عیاری و اقتصادی، ذخیره زمین‌شناسی کانسار به سه روش تعیین می‌شود.

فصل چهارم: تعیین محدوده‌ی بهینه نهایی آنومالی A معدن سنگ آهن سنگان، به کمک الگوریتم‌های ابتکاری و بهینه در سه بعد و مقایسه و نتیجه‌گیری و تحلیل حساسیت پارامترهای موثر بر محدوده نهایی از نتایج آن‌ها از اهداف اصلی این فصل است.

فصل پنجم: تعریف مدل ریاضی و تبیین قیده‌های مورد نظر برای برنامه‌ریزی تولید آنومالی A به روش برنامه‌ریزی پویا و نیز تحلیل حساسیت به روی آن از عمده مطالب فصل پنجم می‌باشد.

فصل ششم: فصل نهایی این پایان‌نامه نیز به جمع‌بندی، نتیجه‌گیری و ارائه پیشنهادات که موثر در ادامه کار طراحی آنومالی A معدن سنگان می‌باشد، اختصاص داده شده است.

# فصل دوم

## **[معرفی الگوریتم‌های تعیین محدوده بهینه نهایی و**

### **برنامه‌ریزی تولید، در معادن روباز]**

در این فصل به شرح مختصری از برخی از روش‌های تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز پرداخته شده است. به خاطر محدودیت‌های موجود، از شرح جزئیات الگوریتم‌های نامبرده شده، خودداری می‌شود.

## ۲-۱- مقدمه

استخراج مواد معدنی به روش روباز معمولاً به سرمایه گذاری زیادی احتیاج دارد و ممکن است چندین دهه طول بکشد. قبل از استخراج لازم است که محدوده معدن به منظور تعیین محل انباشت باطله، کارخانه فرآوری، مسیرهای دسترسی و همچنین برای برنامه ریزی تولید و تعیین ذخیره قابل استخراج و میزان باطله برداری تعیین شود. محدوده نهایی معدن تابع پارامترهای مختلفی است و ممکن است این محدوده به خاطر تکمیل اطلاعات اکتشافی و یا تغییرات هزینه و درآمد در طول عمر معدن چندین بار مورد بررسی و اصلاح قرار گیرد؛ بنابراین استفاده از کامپیوتر برای طراحی مجدد در حداقل زمان ممکن ضروری است.

## ۲-۲- مروری بر روش‌های تعیین محدوده‌ی بهینه معدن کاری روباز

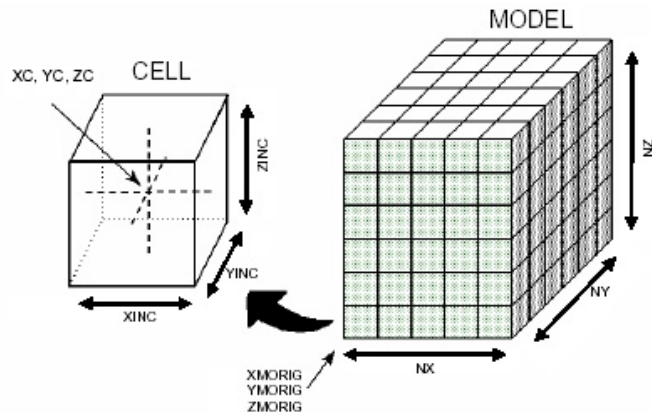
برای تعیین محدوده نهایی معدن روش‌های مختلفی استفاده می‌شود. این روش‌ها را می‌توان به سه دسته کلی شامل طراحی دستی، کامپیوتری و طراحی بهینه تقسیم‌بندی کرد. از میان این‌ها، روش‌های طراحی بهینه که براساس الگوریتم‌های مشخصی محدوده بهینه‌ی نهایی معادن روباز را تعیین می‌کنند، از اهمیت خاصی برخوردار هستند (خالوکاکایی، ۱۳۸۴). برای این منظور ابتدا ذخیره را به صورت یک بلوک بزرگ در نظر می‌گیرند، به طوری که تمام نواحی کانه‌سازی شده را دربرگیرد. سپس آن‌را به بلوک‌های کوچکتر تقسیم کرده و به هر کدام عیار تخمینی کانه و یا ارزش آن تخصیص داده می‌شود. بلوک‌های مذکور ممکن است شکل و یا ابعاد مختلفی داشته باشند که از میان آنها مدل سه بعدی منظم رایج‌تر است (شکل ۱-۲). ارتفاع بلوک‌ها را در مدل مذکور، به اندازه ارتفاع طراحی شده پله در نظر می‌گیرند ولی ابعاد افقی آن‌ها بستگی به اطلاعات اکتشافی، فواصل نمونه برداری و روش استفاده شده برای تخمین عیار ماده معدنی برای هر بلوک دارد (خالوکاکایی، ۱۳۸۴).

مدل بلوکی کانسار در حالت کلی ممکن است به صورتهای زیر باشد:

- مدل بلوکی زمین شناسی که در آن برای هر بلوک عیار کانه یا کانه‌ها توسط روش‌های مختلف

زمین‌آمار و یا توسط روش عکس فاصله یا سایر روش‌ها، تخمین زده می‌شود.

- مدل بلوکی اقتصادی که در آن به هر بلوک با استفاده از مدل بلوکی زمین‌شناسی و با در نظر گرفتن هزینه و درآمد، ارزش محاسبه شده آن اختصاص داده می‌شود. در این مدل بلوک‌های ماده معدنی دارای ارزش مثبت، بلوک‌های باطله دارای ارزش منفی و بلوک‌های هوا که بالاتر از سطح توپوگرافی قرار گرفته‌اند، ارزش صفر دارند.



شکل ۲-۱- شکل شماتیک مدل بلوکی و جزئیات مربوط به آن (Datamine, 2007)

امروزه الگوریتم‌های زیادی برای تعیین محدوده بهینه نهایی در معادن روباز معرفی شده‌اند که هدف اصلی همه‌ی آن‌ها پیدا کردن مجموعه بلوک‌هایی است که اگر استخراج شوند، سود به‌دست آمده تحت محدودیت‌های فنی و اقتصادی، حداکثر شود. در حقیقت طراحی محدوده‌ی نهایی معدن، باید با معیار به حداکثر رساندن ارزش خالص فعلی تعیین شود ولی همان‌طور که توسط ویتل و دیگران بیان شده است، محدوده‌ی معدن با بیشترین ارزش خالص فعلی را نمی‌توان تعیین کرد مگر اینکه ارزش خالص فعلی بلوک‌ها معلوم باشد؛ ارزش خالص فعلی بلوک‌ها را نمی‌توان تعیین کرد مگر این‌که ترتیب استخراج آن‌ها معلوم باشد؛ ترتیب استخراج بلوک‌ها را نمی‌توان تعیین کرد مگر این‌که محدوده‌ی معدن طراحی شده باشد (خالوکاکایی، ۱۳۸۶).

طراحی بهینه محدوده نهایی در معادن روباز موضوعی پیچیده بوده که مستلزم انجام محاسبات بسیاری است. از سال ۱۹۶۵ الگوریتم‌های مختلفی برای حل این مسئله معرفی و به کار رفته است. در جدول ۲-۱، مشخصات تعدادی از این الگوریتم‌ها آورده شده است.

جدول ۲-۱ - الگوریتم‌های تعیین محدوده بهینه معدن‌کاری روباز (حسینی، ۱۳۸۶).

سال انتشار	نام روش	توسعه دهنده(گان)
۱۹۶۵	لرچ - گروسمن	لرچ و گروسمن <sup>۱</sup>
۱۹۶۵	برنامه‌ریزی پویا	لرچ و گروسمن
۱۹۶۵	مخروط شناور	کارلسون و همکاران <sup>۲</sup>
۱۹۶۸	شبکه و حداکثر جریان	جانسون <sup>۳</sup>
۱۹۶۹	لیپکویچ و برگمن	لیپکویچ و برگمن <sup>۴</sup>
۱۹۷۲	فیلیپس	فیلیپس <sup>۵</sup>
۱۹۷۴	کوروبوف	کوروبوف <sup>۶</sup>
۱۹۷۴	دو و نیم بعدی لرچ، گروسمن	جانسون و شارپ <sup>۷</sup>
۱۹۷۵	پارامتری کردن	ماترون <sup>۸</sup>
۱۹۸۲	سه بعدی کونینگسبرگ	کونینگسبرگ <sup>۹</sup>
۱۹۸۴	سه بعدی ویکله-رایت	ویکله و رایت <sup>۱۰</sup>
۱۹۸۴	براتیشه‌ویچ	براتیشه‌ویچ <sup>۱۱</sup>
۱۹۸۷	مسیر پویا	رایت
۱۹۹۲	الگوریتم حمل و نقل	هوتاگوسول و همکاران <sup>۱۳</sup>
۱۹۹۲	ژائو و کیم	ژائو و کیم <sup>۱۴</sup>
۱۹۹۳	کوروبوف اصلاح شده	دود و اونر <sup>۱۵</sup>
۱۹۹۴	الگوریتم ژنتیک	دنبای و همکاران <sup>۱۶</sup>
۱۹۹۷	شبکه‌های عصبی مصنوعی	فریمپونگ و آچیرکو <sup>۱۷</sup>
۱۹۹۸	سیمپلکس دوگان	تولونینسکی و آندروود <sup>۱۸</sup>
۱۹۹۹	مخروط شناور II	رایت <sup>۱۲</sup>
۲۰۰۶	زنجیرهای مارکوف	جلالی و همکاران

1-Learchs & Grossman  
 4-Liepcovic & Burgman  
 7-Shahrp  
 10-Wikle & Wright  
 13-Huttagosol et. al.  
 16-Denby et. al.

2-Carlson et. al.  
 5-Philips  
 8-Matheron  
 11-Braticevic  
 14-Zhao & Kim  
 17-Frimpong & Achirco

3-Johnson  
 6-Korobov  
 9-Koenigsberg  
 12-Wright  
 15-Dowd & Onur  
 18-Tolwinski & Underwood



## ۲-۲-۱- الگوریتم مخروط شناور

روش‌های مختلف مخروط شناور، ساده‌ترین راه حل را برای تعیین محدوده بهینه معادن روباز ارائه می‌دهد (Pana, 1965). الگوریتم مخروط متحرک، یک الگوریتم شبیه‌سازی است که در آن تعیین طرح محدوده نهایی معدن، تابع شبیه‌سازی استخراج آن است. عنصر اصلی در این شبیه‌سازی، مخروط باطله‌برداری حداقل است. در این روش برای هر بلوک مثبت (ماده معدنی) یک مخروط مثبت با توجه زاویه شیب پایداری معدن طوری ساخته می‌شود که راس آن در بلوک ماده معدنی باشد. سپس ارزش بلوک‌های واقع در مخروط را با هم جمع کرده و در صورتی که نتیجه مثبت باشد، تمام بلوک‌های واقع در داخل آن جزء محدوده معدن در نظر گرفته می‌شود، در غیر این صورت جستجو برای بلوک‌های مثبت دیگر ادامه می‌یابد (Carlson et. al., 1966). چندین روش مخروط متحرک دیگر نیز پیشنهاد شده است که از جمله می‌توان به روش مخروط متحرک اختصاصی<sup>۱</sup> اشاره نمود (Korobov, 1974). در عین سادگی، این روش در یافتن محدوده بهینه در برخی از مدل‌ها ناتوان است، چراکه ترتیب جستجوی بلوک‌های با ارزش اقتصادی مثبت، بخش مهمی از این روش به شمار می‌آید (Lemieux, 1979).

## ۲-۲-۲- الگوریتم مخروط شناور II

روش مخروط شناور II اولین بار توسط رایت در سال ۱۹۹۹ برای برطرف کردن بعضی از ضعف‌های روش مخروط شناور معرفی شد (Wright, 1999). الگوریتم مخروط متحرک II، جابجایی مخروط بلوک‌های مثبتی را که الزاماً ارزش مثبت ندارند را شبیه‌سازی می‌کند. پس از تعیین محدوده بهینه تا هر تراز، پیت بهینه (با بیشترین ارزش) از روی منحنی ارزش پیت‌ها در برابر ترازشان شناسایی می‌شود. بررسی‌های انجام شده نشان می‌دهد که برخلاف گفته رایت، مبنی بر بهینه بودن پاسخ این روش، اجرای آن در برخی از مدل‌ها، منجر به پاسخ بهینه نخواهد شد (خالوکاکی ۱۳۸۳).

## ۲-۲-۳- الگوریتم کوروبوف و روش‌های اصلاح شده آن

این روش در سال ۱۹۷۴ توسط کوروبوف معرفی شد (David et. al., 1974). در روش مذکور شبیه الگوریتم‌های مختلف مخروط شناور برای هر بلوک مثبت (ماده معدنی) یک مخروط معکوس با توجه به زاویه شیب معدن طوری ساخته می‌شود که راس مخروط در بلوک ماده معدنی باشد. سپس در داخل مخروط، مقادیر مثبت به مقادیر منفی اختصاص داده می‌شود تا اینکه هیچ بلوکی با ارزش

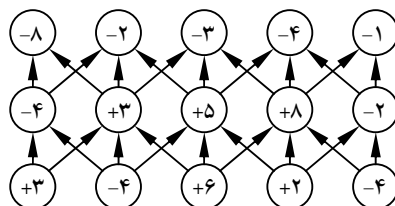
<sup>1</sup> Allocating Moving Cone

منفی باقی نمانده و یا تمام مقادیر مثبت اختصاص داده شود. در صورتی که ارزش بلوکی که برای آن مخروط ساخته شده مثبت باقی بماند، تمام بلوک‌های واقع در داخل آن جزء محدوده معدن در نظر گرفته می‌شود. اگر مخروط مذکور خالی باشد و یا به عبارت دیگر، فاقد بلوکی دیگری باشد، جستجو برای بلوک‌های مثبت دیگر ادامه پیدا می‌کند. در غیر این صورت الگوریتم از ابتدا با مقادیر اصلی بلوک‌ها برای بلوک‌های باقی‌مانده ادامه پیدا می‌کند.

در روش کوروبوف اصلاح شده نیز، با توجه به بروز خطا در تخصیص مقادیر مثبت به مقادیر منفی در برخی از مدل‌ها، در صورت وجود بلوک‌های مشترک در مخروط‌های استخراجی برای دو بلوک مثبت ماده‌ی معدنی، دود و انور پیشنهاد کردند که ابتدا مقادیر مثبت به بلوک‌های غیرمشترک و پس از آن به بلوک‌های مشترک اختصاص داده شود (Dowd & Onur, 1993).

#### ۲-۲-۴- تئوری نمودار لرج - گروسمن

لرج و گروسمن در سال ۱۹۶۵ الگوریتمی به نام الگوریتم تئوری نمودار برای حل مسئله تعیین محدوده پیت نهایی، در حالت سه بعدی ارائه دادند (Lerchs & Grossman, 1965). این الگوریتم از نظر ریاضی قابل اثبات است که همیشه جواب بهینه را می‌دهد. در این روش، مساله یافتن محدوده بهینه نهایی، تبدیل به مساله پیدا کردن زیرنموداری با بیشترین وزن می‌شود که محدودیت‌های استخراج و شیب دیواره پیت در آن رعایت شده باشند. الگوریتم تئوری نمودار، شبکه سه بعدی بلوک‌های مدل بلوکی ماده معدنی را به یک نمودار جهت‌دار تبدیل می‌کند. هر بلوک در شبکه با یک گره ارائه می‌شود که وزنی معادل درآمد خالص بلوک مذکور به آن گره تخصیص داده می‌شود. گره‌ها به وسیله کمان‌ها به یکدیگر متصل می‌شوند، به طوری که اتصال‌های هدایت شده از هر گره خاص تا سطح توپوگرافی، مجموعه‌ای از گره‌ها (بلوک‌ها) که به منظور استخراج این گره باید برداشته شوند را تعریف می‌کنند (Hustrulid & Kuchta, 1995).



شکل ۲-۲- نمودار جهت‌دار ارائه کننده مدل پیکره ماده معدنی مقطع دوبعدی

روش لرچ و گروسمن، مبنى بر پيى با شيب ثابت در تمامى ديواره‌ها بود كه خالوكاكاى در سال ۲۰۰۰ اصلاحيه‌اى بر اين روش مطرح نمود كه مشكل شيب‌هاى متغير را نيز به كمك آن مرتفع ساخت (Khalokakaei, et. al., 2000).

## ۲-۲-۵- الگوريتم ژائو - كيم<sup>۱</sup>

اين الگوريتم بر پايه تئورى گراف بنا شده و پاسخ بهينه واقعى را براى محدوده معدن‌كارى با درنظر گرفتن نرخ سود تنزيل يافته در حالت سه بعدى، مى‌يابد (Zhao & Kim, 1994). اين الگوريتم مشابه روش لرچ -گروسمن، بر روى مدل بلوكى اقتصادى براساس نظريه گراف‌ها، عمل مى‌كند. بر اين اساس به همه بلوك‌هاى موجود در مدل بلوكى اقتصادى، يك گره نسبت داده مى‌شود. ارتباط بين گره‌ها توسط كمان‌هاى جهت‌دار، بر اساس شرايط و محدوديت‌هاى معدن‌كارى برقرار مى‌شود. اين كمان‌ها تنها بين بلوك‌هاى ماده معدنى و باطله و يا بلعكس ترسيم مى‌شوند و بين بلوك‌هاى باطله با يكدیگر و نيز بلوك‌هاى ماده معدنى با يكدیگر، كمانى وجود نخواهد داشت. اتصال بين بلوك‌هاى ماده معدنى و باطله خاطر نشان مى‌كند كه برداشتن بلوك ماده معدنى مفروض، مستلزم استخراج بلوك‌هاى باطله روى آن است.

در صورتى كه يك بلوك ماده معدنى به‌طور كامل هزينه‌هاى استخراج بلوك‌هاى باطله روى خود را پشتيبانى نمايد، يك كمان مثبت از گره ماده معدنى به گره باطله ترسيم مى‌شود. در صورتى كه يك بلوك ماده معدنى بخشى از هزينه‌هاى استخراج بلوك باطله فوقانى خور را پشتيبانى كند، يك كمان منفى از بلوك باطله به بلوك ماده معدنى ترسيم مى‌شود.

## ۲-۲-۶- روش شبكه و حداكثر جريان

مدل جريان شبكه براى تعيين محدوده نهايى بهينه معدنكارى روباز، بر پايه تئورى حداكثر جريان و حداقل ميزان برداشت، بنا شده است (Johnson, 1968). تحليل شبكه جانسون از اصول زير پيروى مى‌كند (ميرزاى، ۱۳۸۱):

۱. هر بلوك، گره‌اى از شبكه است

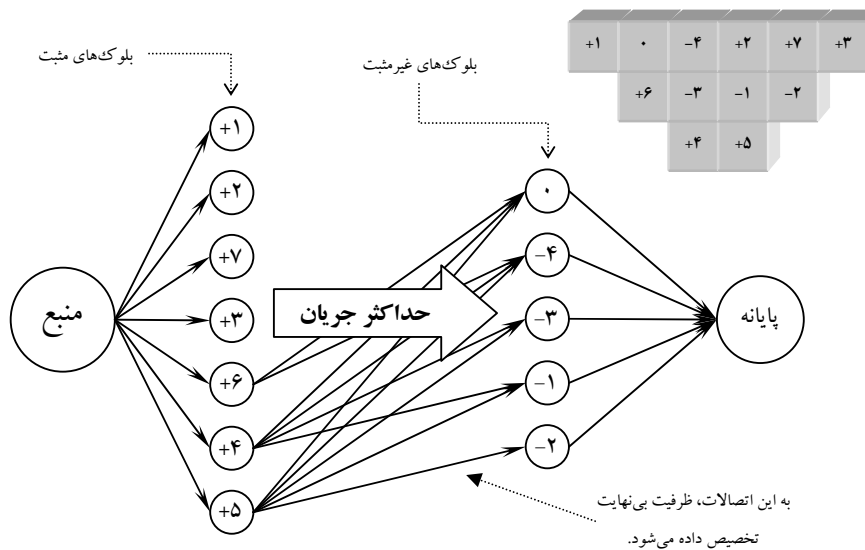
۲. توالى مجاز استخراج، كمانى از شبكه است.

<sup>۱</sup> Zhao - Kim

۳. سود قابل حصول از بلوك‌هاى كانه، مقدار جريانى است كه به بلوك‌هاى باطله بالاى اختصاص مى‌يابد.

۴. هزينه باطله بردارى باطله‌ى بالاى كانه، ظرفيت جريان شاخه‌هاى شبكه است.

هدف از تحليل، پيشينه كردن مقدار جريان از گره منبع به گره پايانه است. هريك از اتصالات چنان جهتي دارد كه همه جريان به سوى گره پايانه باشد. هنگامى كه تحليل كامل مى‌شود، اتصالاتى كه از منبع آغاز شده‌اند و ظرفيت اضافى دارند نماينده‌ى بلوك‌هاى مثبتى هستند كه مى‌توان آن‌ها را همراه با سود استخراج كرد. در تحليل جريان شبكه، مدل بلوكى كانسار با يك شبكه نشان داده مى‌شود (شكل ۲-۳).



شكل ۲-۳- مدل شبكه‌اى از يك كانسار (ياورى، ۱۳۸۶)

## ۲-۲-۷- روش برنامه‌ريزى پويا

روش برنامه‌ريزى پويا يكي از پراستفاده‌ترين روش‌هاى تحقيق در عمليات بوده كه براى حل مسائلى به كار برده مى‌شود كه بتوان آن‌را به چند مرحله تقسيم كرده و براى هر مرحله جواب بهينه پيدا نمود (اصانلو، ۱۳۸۴). اولين بار لرچ و گروسمن اين روش را براى طراحي محدوده معادن روباز در حالت دوبعدى به كار بردند (Learchs & Grossman, 1965). مراحل مختلف اين الگوريتم به شرح زير است:

۱. اضافه کردن یک ردیف به ارزش صفر به مدل و محاسبه ارزش تجمعی هر بلوک از طبقات بالا به پایین، یعنی:

$$M_{ij} = \sum_{k=1}^i m_{kj} \quad \text{رابطه (۱-۲)}$$

که در آن:

$m_{ij}$ : ارزش بلوک  $(k, j)$  و  $M_{ij}$ : ارزش تجمعی بلوک  $(k, j)$

۲. شروع از ستون سمت چپ و انجام عملیات از طبقات بالا به پایین برای محاسبه ارزش تجمعی کلی ( $P_{ij}$ ) که برابر مجموع ارزش تجمعی بلوک با بیشترین مقدار ارزش تجمعی کلی یکی از سه بلوک واقع در ستون سمت چپ آن به صورت زیر است (در صورتیکه شیب ۱:۱ مدنظر باشد):

۱. بلوک واقع در ستون سمت چپ و یک طبقه بالاتر

۲. بلوک واقع در ستون سمت چپ و در همان طبقه

۳. بلوک واقع در ستون سمت چپ و در یک طبقه پایین‌تر

$$P_{ij} = M_{ij} + \text{Max} \{P_{i-1, j-1}, P_{i, j-1}, P_{i+1, j-1}\} \quad \text{رابطه (۲-۲)}$$

رابطه ۲-۲، یک رابطه تکراری بازگشتی است که یک رابطه نسبی را در مورد تمام بلوک‌های مقطع مورد نظر بیان می‌کند. رابطه مذکور را می‌توان در مورد تمام مرزهای مجاز پیت در مقطع به کار برد و بر اساس آن، محدوده پیتی را که ارزش اقتصادی ماکزیمم دارد، برگزید (رایت، ۱۹۹۰). در عمل، کار از یکی از دو انتهای مقطع آغاز شده و رابطه ۲-۲، به طور منظم، در تمام مدل بلوکی به کار می‌رود (learchs & Grossman 1965, Johnson & Sharp 1971, Koenisberg 1982, Wilke & Wright 1984, Shenggui & Starfield 1985, Wright 1987).

پس از محاسبه مقدار فوق، پیکان کوچکی از بلوک مذکور به بلوکی که حداکثر ارزش تجمعی کلی است، ترسیم می‌شود. بنابراین تعیین ارزش اقتصادی قطعه،  $P_{ij}$ ، در مورد هر قطعه به هنگام جلو رفتن کار انجام می‌گیرد. ترتیب بررسی بلوک‌ها افق به افق در ستون و سپس ستون به ستون در مقطع مورد

نظر است. در پایان این جستجو، هر بلوک ارزش پیت ویژه خود را خواهد داشت و خط پیکانی که به سمت عقب توجیه شده است، بلوک بهینه مجاور آن را نشان می‌دهد.

۳. یافتن بلوکی که دارای بیشترین ارزش تجمعی کلی در ردیف صفر و در صورت مثبت بودن آن، دنبال کردن پیکان‌هایی از این بلوک برای به‌دست آوردن محدوده بهینه معادن روباز.

رابطه ۲-۲ که درباره آن بحث شد، نشانگر آن است که انتخاب ترکیب بهینه بلوک‌ها به منظور بیشینه شدن ارزش اقتصادی پیت است محدودیت‌هایی نیز دارد. اگر شیب مجاز متفاوت باشد، ترکیب‌های ممکن تغییر می‌کند. به عنوان مثال اگر شیب‌های مجاز طرف راست و چپ برابر ۲:۱ باشد رابطه ۲-۲ به شکل رابطه ۳-۲ در خواهد آمد (رایت، ۱۹۹۰):

$$P_{ij} = M_{ij} + \text{Max} \{P_{i-2,j-1}, P_{i-1,j-1}, P_{i,j-1}, P_{i+1,j-1}, P_{i+2,j-1}\} \quad \text{رابطه (۳-۲)}$$

لازم به ذکر است که برخی از بلوک‌هایی که در حواشی مدل بلوکی قرار گرفته‌اند و نیز برخی از بلوک‌های مجاور آن‌ها به دلیل محدودیت شیب‌های مجاز و محدودیت گسترش مدل بلوکی و نیز امکان پذیر نبودن استخراج آنها از دید فنی، از انتخاب مستثنی می‌شوند. این روش برای مدل‌های دو بعدی محدوده بهینه واقعی را پیدا می‌کند.

### ۲-۲-۸- الگوریتم جانسون و شارپ

این الگوریتم، اولین کوشش در زمینه تبدیل محدوده پیت در مقاطع دو بعدی به یک پیت سه‌بعدی است (Johnson & Sharp, 1971). در عمل این روش، تکرار الگوریتم دو بعدی است که در ابتدا برای مقاطع عرضی و در پایان برای مقاطع طولی (که عمود بر مقاطع اول هستند) به کار می‌رود. در این روش علاوه بر روابطی که در فرمول‌بندی برنامه‌ریزی دینامیکی دوبعدی معرفی شد، نماد  $S_{iq}$ ، که به شکل زیر تعریف می‌شود، نیز به کار می‌رود.

$$S_{iq} = \sum_{ij} M_{ij} \quad \text{رابطه (۴-۲)}$$

در واقع  $S_{iq}$  مجموع ارزش‌های اقتصادی بلوک‌هایی است که در داخل محدوده بهینه پیت مقطع قرار دارند و می‌بایست تا افق  $i$  استخراج شوند.

### ۳-۲- مروى بر روش‌هاى برنامه‌ريزى توليد در معادن روباز

پس از حل مساله طراحي محدوده نهايى و به‌دست آوردن حد گسترش بهينه، مساله برنامه‌ريزى توليد مطرح مى‌شود. برنامه‌ريزى توليد معادن روباز عبارت است از تعيين ترتيب استخراج بلوك‌هاى واقع در محدوده نهايى، به طورى كه ارزش خالص فعلى<sup>۱</sup> جريان‌هاى نقدينگى با توجه به محدوديت‌هاى تحميل شده بر سيستم معدن‌كارى، حداكثر باشد. از آنجا كه استخراج مواد موجود در محدوده نهايى در واحد زمان امكان‌پذير نيست، لذا با برنامه‌ريزى براى استخراج و فازبندي بلوك‌هاى استخراجى موجود در محدوده نهايى، طورى عمل مى‌شود كه با توجه به ارزش زمانى پول، بيشترين سود عايد معدن شود (شكل ۲-۴).

بنابراين لازم است كه قسمت‌هاى پرعيار در سال‌هاى اوليه، و سپس قسمت‌هاى كم‌عيار همراه با باطله، در سال‌هاى آخر عمر معدن، استخراج شوند. به‌خاطر اهميت مسئله برنامه‌ريزى توليد، الگوريتم‌هاى مختلفى نيز در اين زمينه ارائه شده كه اين الگوريتم‌ها عمدتاً اساس رياضى نداشته و بر مبنای ابتكار و خلاقيت پايه‌ريزى شده‌اند. در جدول ۲-۲ به برخى از اين الگوريتم‌ها اشاره خواهد شد.

	۵	۴	۳	۲	۲	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۲	۲	۳	۳	۴	۵	
		۵	۴	۳	۲	۲	۱	۱	۱	۱	۲	۲	۳	۳	۴	۵		
			۵	۴	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۳	۳	۴	۵			
				۵	۴	۳	۳	۳	۳	۳	۳	۳	۴	۵				
					۵	۴	۳	۴	۴	۴	۳	۴	۵					
						۵	۴	۵		۵	۴	۵						
							۵											

شكل ۲-۴- شكل شماتيكي از سكانس استخراجى برنامه‌ريزى توليد در محدوده معدنكارى روباز

<sup>۱</sup> Net Present Value

جدول ۲-۲- الگوریتم‌های برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز (حسینی، ۱۳۸۶).

سال انتشار	نام روش	توسعه‌دهنده(گان)
۱۹۴۸	پارامتری کردن لاگرانژی	فرانکوئیز و همکاران <sup>۱</sup>
۱۹۵۷	برنامه‌ریزی پویا	بلمن <sup>۲</sup>
۱۹۶۵	تحلیل پارامتری	لرچ و گروسمن
۱۹۶۵	برنامه‌ریزی خطی	جانسون
۱۹۷۴	برنامه‌ریزی پویا	رومن <sup>۳</sup>
۱۹۷۵	پارامتری کردن لاگرانژی	ماترون
۱۹۸۳	برنامه‌ریزی خطی آمیخته	گرشون <sup>۴</sup>
۱۹۸۵	پارامتری کردن لاگرانژی	داغدن و جانسون <sup>۵</sup>
۱۹۸۷	گرشون	گرشون
۱۹۸۸	پارامتری کردن لاگرانژی	کولوی <sup>۶</sup>
۱۹۹۲	برنامه‌ریزی پویا	داود و اونور
۱۹۹۴	الگوریتم ژنتیک	دنی و اسکوفیلد <sup>۷</sup>
۱۹۹۸	وانگ و سویم	وانگ و سویم <sup>۸</sup>
۲۰۰۳	شاخه و حد	کاستا و هیل <sup>۹</sup>
۲۰۰۷	الگوریتم درخت پایه	رمضان <sup>۱۰</sup>

### ۲-۳-۱- روش ابتکاری گرشون

گرشون در سال ۱۹۸۷ برای برنامه‌ریزی بلوک‌های باطله و کانه در معادن روباز روشی ارائه داد. این روش برای مدل بلوکی عیاری توسعه داده شده است (Gershon, 1987). در روش ابتکاری گرشون، با استفاده از یک شاخص، مطلوبیت استخراج بلوک‌ها مشخص می‌شود. این شاخص مطلوبیت، موقعیت وزنی یا موقعیت عیاری نامیده می‌شود. برای تعیین موقعیت وزنی هر بلوک، مخروط رو به پایین آن بلوک ساخته می‌شود و با جمع ارزش حاصل از بلوک‌های واقع در این مخروط، موقعیت وزنی بلوک

1-François et. al.

4-Gershon

7-Denby-Schofield

10-Ramazan

2-Bellman

5-Dagdalen-Johnson

8-Vang-Sevim

3-Roman

6-Coloy

9-Caccetta-Hill



مورد نظر به‌دست می‌آید. مقدار به‌دست آمده مطلوبیت و قابلیت استخراج بلوک مورد نظر را در آن نقطه از زمان بیان می‌کند.

### ۲-۳-۲- روش ابتکاری ونگ و سویم

ونگ و سویم از مفهوم مخروط رو به پایین گرشون استفاده کرده و یک روش ابتکاری ارائه دادند (Wang & Sevim, 1998). فرق این روش با روش گرشون در این است که در روش گرشون با ارزش‌ترین فاز به‌عنوان فاز اول جدا می‌شود و به همین ترتیب فازبندی ادامه می‌یابد، در حالیکه در روش ونگ و سویم، کم‌ارزش‌ترین فاز، به‌عنوان فاز آخر جدا می‌شود (میرزایی ۱۳۸۲).

### ۲-۳-۳- روش تحلیل پارامتری

این روش در سال ۱۹۶۵ توسط لرچ و گروسمن ارائه شده است. لرچ و گروسمن تشخیص دادند که داشتن محدوده نهایی بهینه برای یک پیت بدون داشتن یک ترتیب استخراج خوب برای تولید آن، چندان مفید نخواهد بود. برای تامین این نیاز، آن‌ها مفهوم تحلیل پارامتری را بیان کردند. روش آن‌ها بر مبنای طراحی یک سری با تغییر تدریجی یک یا چند کلید پارامتری استوار شده است. در انجام این کار، لرچ و گروسمن به دنبال این بودند که یک ترتیب استخراجی پیدا کنند که مجموع جریان نقدینگی را با توجه به حجم کل استخراج شده بیشینه کنند (Whittle & Rozman, 1991).

پارامتری که لرچ و گروسمن انتخاب کردند، کاستن مقداری از ارزش بلوک‌ها است که این کار با کاهش قیمت فلز و یا افزایش هزینه استخراج امکان‌پذیر است. اگر ارزش اقتصادی هر بلوک را با  $c_i$  نشان دهیم و با همین ارزش اقتصادی پیت را طراحی کنیم، پیت نهایی به‌دست خواهد آمد. حال اگر ارزش اقتصادی بلوک‌ها را از  $c_i$  به  $c_i - \lambda$  برسانیم، یعنی به مقدار  $\lambda$  از ارزش اقتصادی بلوک‌ها کم کنیم و محدوده نهایی پیت را برای مدل بلوکی با ارزش فعلی پیدا کنیم، پیت به‌دست آمده کوچکتر می‌شود. بنابراین با افزایش  $\lambda$  (کاهش ارزش اقتصادی بلوک‌ها در مدل بلوکی)، پیت طراحی شده کوچکتر شده و حجم کمتری را در بر می‌گیرد. بدین ترتیب با افزایش مرتب  $\lambda$  و طراحی محدوده نهایی مدل‌های بلوکی اقتصادی حاصله، پیت‌های لانه‌ای<sup>۱</sup> به‌دست می‌آیند (Gordon, 1996). مشروط بر آن‌که بین نواحی کانسنگ و باطله در کانسار، وابستگی خیلی زیادی وجود نداشته باشد و ارزش

<sup>۱</sup> Nested Pits

اقتصادی بلوک‌ها نسبت به هم به اندازه کافی، متغیر باشند. بنابراین با استفاده از مفهوم تحلیل پارامتری و کاهش مرتب ارزش اقتصادی مدل بلوکی، پیت‌های لانه‌ای یا تودرتو به دست می‌آید که این پیت‌ها برای یک برنامه‌ریزی تولید مناسب می‌توانند استفاده شوند (Whittle & Rozman, 1991).

### ۲-۳-۴- روش برنامه‌ریزی خطی آمیخته با اعداد صحیح

مسئله برنامه‌ریزی تولید معادن روباز را می‌توان به صورت تعیین ترتیب استخراج بلوک‌ها به کمک مدل‌های ریاضی تعریف کرد، طوری که سود تنزیل یافته کل معدن با توجه به انواع محدودیت‌ها، بیشینه شود. محدودیت‌های درگیر در مساله برنامه‌ریزی تولید عبارتند از (Caccetta & Hill, 2000):

۱. ظرفیت کارخانه کانه‌آرایی
۲. عیار مواد ورودی به کارخانه کانه‌آرایی
۳. حجم مواد استخراج شده در هر دوره
۴. محدودیت‌های مربوط به مخلوط کردن مواد
۵. محدودیت‌های مربوط به انباشتگاه مواد معدنی
۶. محدودیت‌های هندسی (شیب دیواره، حداقل عرض کاری و غیره)

با توجه به اندازه مساله برنامه‌ریزی خطی با محدودیت‌های فوق، حل مساله کاری دشوار و در صورتی که مدل بلوکی بزرگ باشد، غیرممکن است. چراکه سرعت کامپیوترهای موجود در حدی نیست که مسائلی با حجم را در زمان معقول، حل کنند. به همین دلیل، روش برنامه‌ریزی خطی، بیشتر برای برنامه‌ریزی کوتاه‌مدت معادن روباز مناسب است. البته با بلوک بندی مجدد مدل بلوکی و افزایش ابعاد بلوک، تعداد متغیرهای دودویی موجود در مدل برنامه ریزی شده کاهش یافته و بدین ترتیب مسئله قابل حل می‌شود. بدیهی است که جواب به دست آمده بهینه واقعی نخواهد بود اما ممکن است از جواب به دست آمده از روش تحلیل پارامتری (پیت‌های لانه‌ای) بهتر باشد. اقدام دیگری که در جهت حل مسائل برنامه‌ریزی خطی با متغیرهای دودویی زیاد صورت گرفته است، حل مساله به ترتیب دوره‌ها و جداسازی بلوک‌های موجود در این دوره‌ها از پروسه‌ی حل در مراحل بعدی است.

## ۲-۳-۵- الگوریتم درخت پایه

الگوریتم درخت پایه رمضان، بر اساس مدل برنامه‌ریزی خطی بنا شده و بلوک‌ها را به شکل موثری با یکدیگر ترکیب می‌کند. با این عمل شمار متغیرهای دودویی موجود را برای برنامه‌ریزی تولید معادن روباز، کاهش خواهد داد و تغییر غیر قابل قبولی نیز در جواب بهینه ایجاد نخواهد کرد. در این روش بلوک‌ها بر پایه سه خصوصیت خود باهم ترکیب می‌شوند (Ramazan, 2007):

(۱) ارزش اقتصادی بلوک‌های ترکیب شده باید بزرگتر از صفر باشد

(۲) بلوک‌های ترکیب شده باید بدون نقض محدودیت شیب دیواره، قابل استخراج باشند

(۳) بلوک‌های ترکیب شده نمی‌توانند از یکدیگر جدا شوند مگر با نقض شرایط (۱) و (۲)

در صورتی که یک یا دسته‌ای از بلوک‌ها، بر اساس سه شرط فوق باهم ترکیب شوند، بلوک یا آن دسته از بلوک‌ها به عنوان یک درخت پایه برای آن مدل محسوب می‌شوند.

پس از یافتن درخت‌های پایه، مساله برنامه‌ریزی بلندمدت معادن روباز، به عنوان یک مدل برنامه‌ریزی خطی آمیخته با اعداد صحیح (MIP) مدل می‌شود. در طول این مرحله، هر درخت، رفتاری شبیه به یک بلوک ماده معدنی دارد که حاوی تناژ مشخصی از ماده معدنی، فلز محتوی و سایر پارامترهای کیفی است. سپس هر درخت پایه با یک متغیر دودویی تخصیص به یکی از دوره‌های استخراجی بااستثنای دوره آخر، می‌شود. از الگوریتم درختی هم‌اکنون در برخی از نرم‌افزارهای تجاری تحقیق در عملیاتی، نظیر CPLX استفاده می‌شود (Osanloo et. al., 2007).

لازم به ذکر است که مدل‌های ریاضی بسیاری برای حل مساله برنامه‌ریزی تولید در معادن ارائه شده که پرداختن به همه‌ی این مدل‌ها خارج از چهارچوب این پایان‌نامه است. بیشتر این الگوریتم‌ها بر پایه مدل‌های ریاضی و بر اساس اصول تحقیق در عملیات بنا شده‌اند. این مدل‌ها بر اساس برخی از محدودیت‌های موجود در برنامه‌ریزی تولید در معادن بنا شده‌اند که البته به خاطر بزرگی مساله و تعداد متغیرهای بسیار زیاد در معادن روباز بزرگ مقیاس، امکان حل آن‌ها بدون استفاده از ساده سازی یا بلوک‌بندی مجدد، در حال حاضر، با امکانات فعلی، امکان‌پذیر نیست.

# فصل سوم

## [مدل سازی و تخمین ذخیره آنومالی A سنگ آهن سنگان]

در این فصل پس از مطالعه آماری نمونه‌ها و بررسی شرایط ژئومکانیکی ویژه منطقه، به ساخت مدل هندسی و به دنبال آن مدل بلوکی عیاری کانسار پرداخته می‌شود. پس از آن، با اعمال روابط موجود، به تخمین ذخیره‌ی کانسار به سه روش نزدیک‌ترین همسایگی، عکس مجذور فاصله و کریجینگ پرداخته شده و کردار تناژ عیار کانسار مورد مطالعه، برای هر سه روش ارائه می‌گردد.

### ۳-۱- مقدمه

طراحی محدوده بهینه نهایی با ساختن یک مدل بلوکی از کانسار شروع می شود. مدل بلوکی مکعب مستطیلی است که کانسار و باطله اطراف آن را تا فاصله مورد نیاز در بر می گیرد. این مکعب مستطیل خود به ریز مکعب‌هایی دیگر تقسیم می شود. این بلوک‌ها می توانند، هم‌اندازه باشند یا نباشند اما معمولاً هم اندازه‌اند. هر بلوک دارای اطلاعات مکانیک سنگی، زمین‌شناختی، فرآوری، اقتصادی و غیره مخصوص به خود می باشد. در مدل‌سازی کانسارها، مدل‌های بلوکی مختلفی وجود دارد که مدل بلوکی ثابت منظم سه بعدی از متداول‌ترین آن‌ها است. ارتفاع بلوک را معمولاً به اندازه ارتفاع پله در نظر می گیرند.

ارزش‌دهی به بلوک‌ها با استفاده از اطلاعات گمانه‌های اکتشافی یا اکتشافات تکمیلی انجام می گیرد. این ارزش‌دهی بسته به نوع کانسار و پراکندگی عیار با روش‌هایی چون روش‌های زمین‌آماری، روش‌های معکوس فاصله، روش چند ضلعی و غیره انجام می پذیرد. ابعاد افقی بلوک‌ها را نیز با توجه به ابعاد شبکه حفاری تعیین می کنند. در مجموع، ابعاد بلوک‌ها را می توان متأثر از عوامل ارتفاع پله، تجهیزات و روش معدنکاری انتخاب شده، سطح اعتماد به عیارهای تخمینی هر بلوک، ظرفیت و قابلیت تجهیزات کامپیوتری دانست (خالوکاکی، ۱۳۸۴):

مدل بلوکی کانسار در حالت کلی ممکن است به صورت های زیر باشد :

- مدل بلوکی زمین‌شناسی: که در آن برای هر بلوک، عیار کانه یا کانه‌ها توسط روش‌های مختلف زمین‌آماری و یا توسط روش عکس فاصله تخمین زده می شود.
- مدل بلوکی اقتصادی: در آن به هر بلوک با استفاده از مدل بلوکی زمین‌شناسی و با در نظرگرفتن هزینه و درآمد، ارزش محاسبه شده اختصاص داده می شود. در این مدل بلوک‌های ماده معدنی دارای ارزش مثبت، بلوک‌های باطله دارای ارزش منفی و بلوک‌های هوا که بالاتر از سطح توپوگرافی قرار دارند، دارای ارزش صفر می باشند (شکل (۳-۱)).

مدل سازی هندسی و تهیهی مدل بلوکی کانسار از مهمترین پارامترها در تعیین پیت بهینه، برنامه ریزی تولید و طراحی معدن هستند. در این بخش به تهیهی مدل بلوکی آنومالی A کانسار سنگ آهن سنگان، به کمک ابزار نرم افزاری Datamine پرداخته می شود.

شکل ۳-۱- شکل شماتیک مدل بلوکی اقتصادی و بلوک های مختلف موجود در آن

### ۳-۲- مدل سازی کانسار مورد مطالعه

نرم افزار Datamine یکی از قوی ترین نرم افزارهای موجود در بخش مهندسی معدن است که توانایی مدل سازی معادن روباز و زیرزمینی را داراست. کاربرد این نرم افزار در مرتب کردن داده های اکتشافی و زمین شناسی ذخائر در حالت دوبعدی و سه بعدی و مدل سازی آنها است. این برنامه برای شبیه سازی ذخائر مختلف مانند رگه ای، لایه ای و توده ای مورد استفاده قرار می گیرد. در حالت کلی روند ساخت یک مدل زمین شناسی و بلوکی توسط این نرم افزار به پنج مرحله قابل تفکیک است:

(الف) آماده سازی اطلاعات ورودی

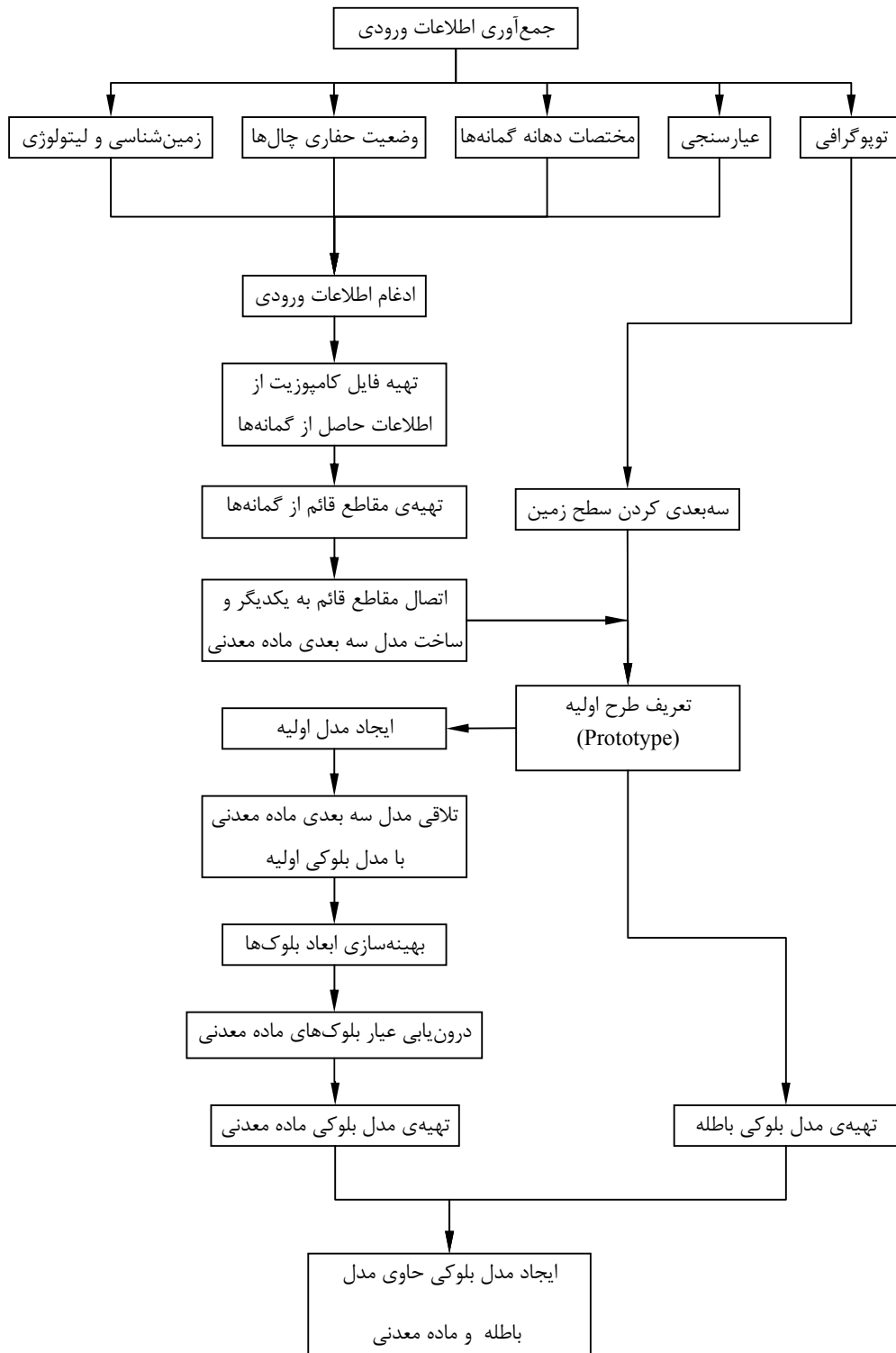
(ب) پردازش اطلاعات و تلفیق داده های موجود

(ج) تهیه مقاطع زمین شناسی

(د) تهیه مدل Wireframe از مقاطع

(ه) بلوک بندی مدل

مسیر کلی عملیات، تا رسیدن به مدل بلوکی در شکل ۳-۲ آورده شده است.



شکل ۳-۲- مراحل ساخت مدل بلوکی کانسار در برنامه Datamine

### ۳-۲-۱- آماده‌سازی اطلاعات ورودی

برای تهیه مدل در ابتدا با بررسی لاگ گمانه‌ها و حذف و یا اصلاح داده‌های خارج از ردیف، اطلاعات در چهار فایل قابل استفاده توسط نرم‌افزار Datamine به نام‌های Geology, Collar, Assay و Survey ذخیره گردید و اصلاحات لازم نیز بر روی فایل توپوگرافی منطقه صورت گرفت. در مجموع در محدوده اکتشافی آنومالی A سنگ آهن سنگان و در مراحل مختلف اکتشافی این آنومالی جمعاً ۸۸ حلقه گمانه حفاری به مقدار کل ۲۲۰۴۰/۶۰ متر بر روی محدوده آنومالی A با روند شمالی - جنوبی حفر شده است. بخش عمده گمانه‌های حفاری با آزمون ۳۶۰ و ۱۸۰ درجه و با شیب از ۵۱ تا ۹۰ درجه حفر شده است. عمق گمانه‌های حفر شده از ۷۵/۴ متر تا ۵۸۰ متر متغیر است. فاصله گمانه‌ها نیز از ۳۹ متر تا ۱۰۴ متر تغییر می‌کند (امورمهندسی طرح سنگان، ۱۳۸۳).

### ۳-۲-۱-۱- فایل Assay

اطلاعات این فایل شامل شماره گمانه‌ها (BHID)، طول قسمت‌های آنالیز شده (From-To) بر حسب متر، طول هر بخش از نمونه (Length) و عیار آهن نمونه، هماتیت، فسفر و گوگرد بر حسب درصد و سرانجام نسبت بین Fe/FeO می‌باشد که می‌توان توسط نرم‌افزار روی آن‌ها تجزیه و تحلیل انجام داد. برای آنومالی A سنگان، این فایل حاوی ۲۷۷۷ سطر (رکورد) است که از ۸۸ گمانه به دست آمده است. در جدول ۳-۱ قسمتی از این فایل نشان داده شده است.

جدول ۳-۱- مشخصات عیاری مربوط به گمانه‌ها در بخشی از فایل Assay

BHID	FROM	TO	LENGTH	Fe	FeO	RATIO	P	S
BH002	0.00	5.20	5.20					
BH002	5.20	7.90	2.70	26.47	14.52	1.82	0.056	1.723
BH002	7.90	10.40	2.50	38.18	18.58	2.05	0.062	2.056
BH002	10.40	13.40	3.00	39.96	18.4	2.17	0.068	0.973
BH002	13.40	16.80	3.40	40.31	18.4	2.19	0.075	0.947
BH002	16.80	19.50	2.70	42.3	18.67	2.27	0.08	0.486
BH002	19.50	22.00	2.50	38.96	17.99	2.17	0.056	0.289
BH002	22.00	27.50	5.50	5.32	3.83	1.39	0.134	0.068
BH002	27.50	32.10	4.60	26.33	13.79	1.91	0.08	0.35



## Collar-۲-۱-۲-۳

در این فایل مشخصات دهانه گمانه‌ها به صورت  $(X, Y, Z)$  و بر حسب متر است، به عنوان داده ورودی برای نرم‌افزار معرفی می‌شود. برای فایل مربوط به گمانه‌های آنومالی A، ۸۹ سطر رکورد وجود دارد. در جدول ۲-۳ قسمتی از این فایل نشان داده شده است.

جدول ۲-۳- مختصات تاج گمانه‌ها در بخشی از فایل Collar

BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR
BH002	263366.81	3818568.49	1566.39
BH005	263353.07	3818909.47	1586.32
BH008	264137.89	3818216.78	1523.79
BH010	263161.22	3818658.51	1556.32
BH011	263339.07	3818768.79	1579.58
BH012	263540.97	3818476.13	1567.43
BH012A	263540.22	3818473.78	1568.56
BH013	263945.94	3818495.87	1667.68

## Survey-۳-۱-۲-۳

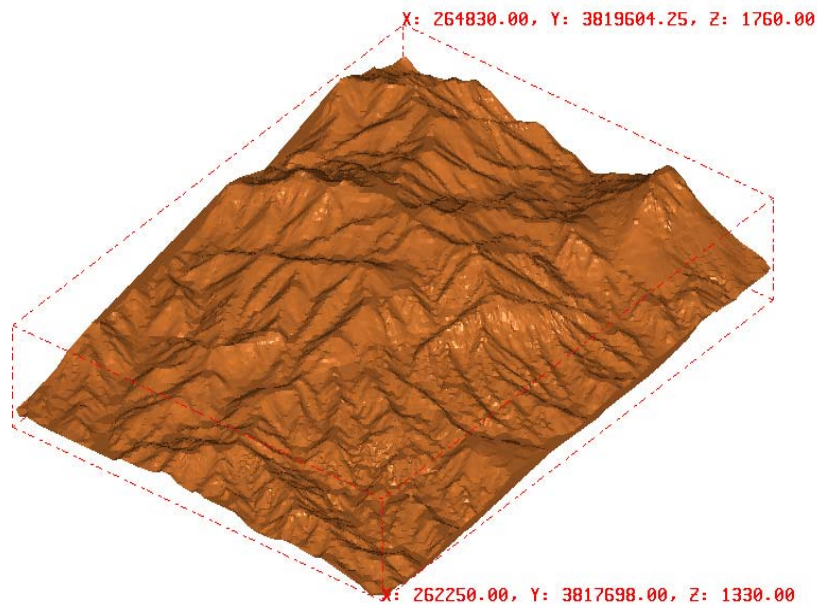
اطلاعات این فایل شامل شماره گمانه‌ها، وضعیت قائم یا شیب‌دار بودن گمانه، آزیموت گمانه شیب‌دار (BRG) و مقدار شیب گمانه (DIP) بر حسب درجه می‌باشد. به ترتیب از چپ به راست، شماره چال، آزیموت، عمق و شیب گمانه به صورت ستونی وارد نرم‌افزار شد. در جدول ۳-۳ قسمتی از این فایل نشان داده شده است.

جدول ۳-۳- وضعیت شیب گمانه‌ها در بخشی از فایل Survey

BHID	AT	DIP	BRG
BH002	0	90	-
BH005	0	74	143
BH008	0	74	311
BH010	0	76.25	75
BH011	0	73.75	156
BH012	0	66	76.75
BH012A	0	89.5	180
BH013	0	76.5	245
BH013A	0	79	180

### ۳-۲-۱-۴- فایل Topography

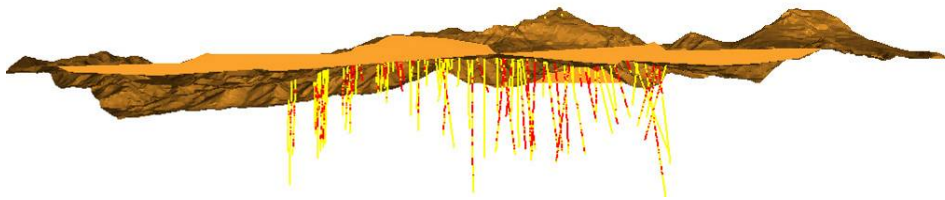
این فایل به فرمت DWG (از غالب‌های نرم‌افزار Autocad) از دفتر طرح دریافت شد و به منظور کاربردی کردن آن در مراحل بعدی، به صورت سه بعدی درآمد. این عمل با تبدیل کلیه منحنی‌های مجزای ترسیم شده به عنوان خطوط میزان در یک تراز و تبدیل آن‌ها به خطوط واحد (Polyline) و تخصیص ارتفاع به آن‌ها انجام شد. شکل توپوگرافی آماده شده در Autocad و ترسیم شده در نرم‌افزار Datamine 3.0 در شکل ۳-۳، نشان داده شده است.



شکل ۳-۳- توپوگرافی مدل شده در سایت آنومالی A معدن سنگ آهن سنگان به کمک نرم‌افزار DATAMINE 3.0

### ۳-۲-۲- پردازش اطلاعات

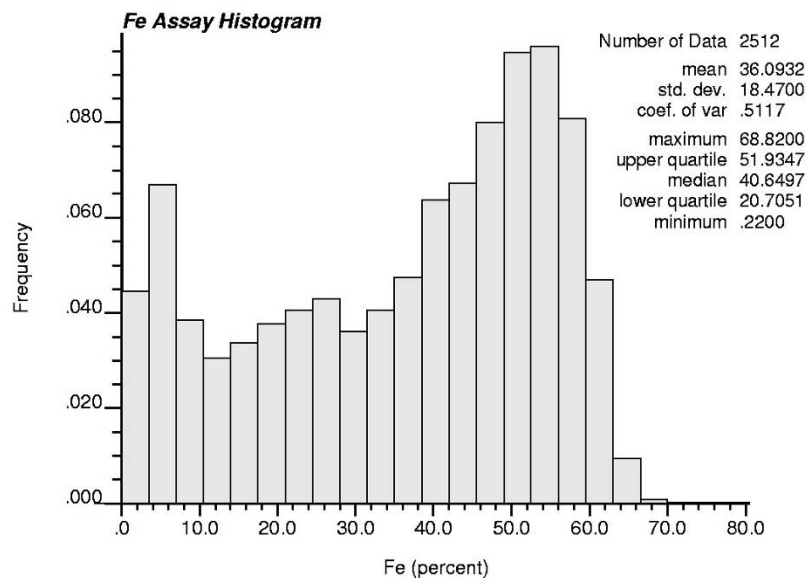
پس از آماده‌سازی اطلاعات مربوط به گمانه‌ها در نرم‌افزار EXCEL و حذف داده‌های خارج از ردیف، داده‌ها به نرم‌افزار Datamine منتقل شدند. در مرحله‌ی بعدی، اطلاعات مربوط به گمانه‌های اکتشافی، یعنی مختصات دهانه، مشخصات عیاری و خواص مربوط به شیب و آزیموت آن‌ها با هم ترکیب شده و فایل مربوط به مشخصات عیاری در گمانه‌های حفاری شده و نیز موقعیت آن‌ها نسبت به توپوگرافی سطح، به‌دست خواهد آمد (شکل ۳-۴).



جدول ۳-۴- وضعیت گمانه‌های حفاری شده در منطقه

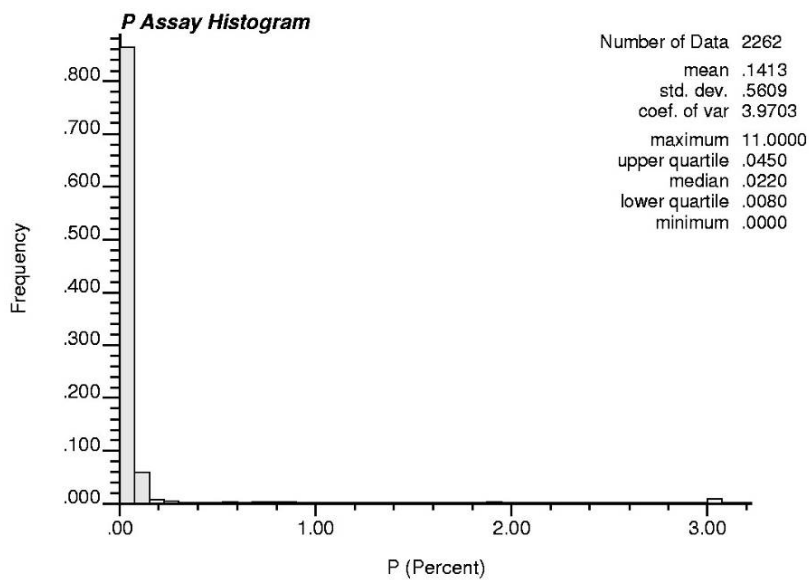
۳-۲-۲-۱- بررسی آماری داده‌ها

در شکل ۳-۵ هیستوگرام مربوط به توزیع Fe نمونه‌های آنالیز شده از گمانه‌های حفر شده در آنومالی A معدن سنگان نشان داده شده است. بررسی آماری انجام شده روی این داده‌ها نشان می‌دهد که توزیع آماری عیار آهن در این کانسار با میانگین ۳۶/۰۹ درصد، از انحراف معیار ۱۸/۴۷ درصد، خطای استاندارد ۰/۳۶۸۵ درصد و چولگی ۰/۴۴۱۵ برخوردار است.

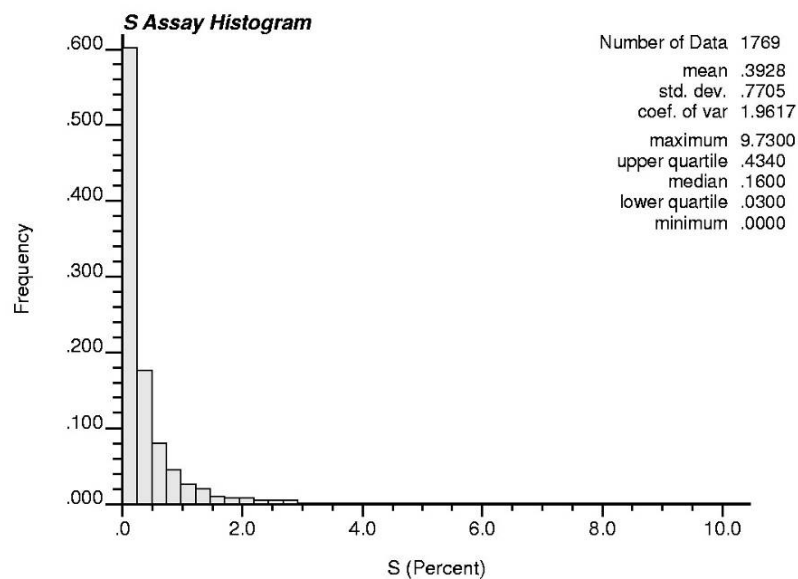


شکل ۳-۵- فراوان‌نما مربوط به داده‌های خام Fe در آنومالی A سنگان (میانگین = ۳۶/۰۹٪، انحراف معیار = ۱۸/۴۷٪)

هیستوگرام مربوط به P و S نیز به ترتیب در شکل‌های ۳-۶ و ۳-۷ نمایش داده شده است. همانطور که از هیستوگرام‌ها و مقادیر متوسط عیاری عنصر گوگرد ملاحظه می‌شود، می‌توان استنباط کرد که با توجه به بالا بودن متوسط عیاری این عنصر، در مرحله‌ی طراحی باید برای کاهش عیار این عنصر، به ورودی کارخانه، تدبیری اندیشید، اما برای عیار فسفر، مشکلی وجود نخواهد داشت.



شکل ۳-۶- فراوان‌نما مربوط به داده‌های خام P در آنومالی A سنگان  
(میانگین = ۰/۱۴۱۳٪، انحراف معیار = ۰/۵۶۰۹٪)



شکل ۳-۷- فراوان‌نما مربوط به داده‌های خام S در آنومالی A سنگان  
(میانگین = ۰/۳۹۲۸٪، انحراف معیار = ۰/۷۷۰۵٪)

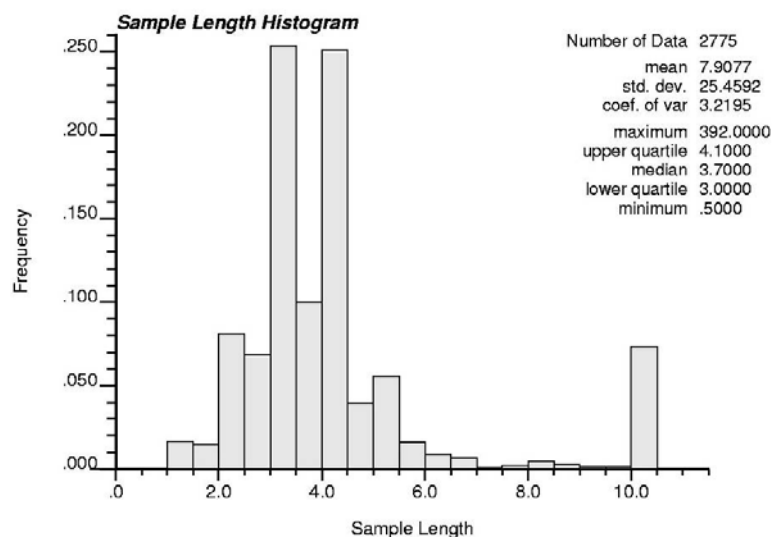
### ۳-۲-۳- منظم کردن یا کامپوزیت<sup>۱</sup> داده‌ها

به متغیرهایی که مقدار آن‌ها به موضع قرارگیری آن‌ها بستگی دارد، یک متغیر ناحیه‌ای گفته می‌شود. در تخصیص عیار و برخی ویژگی‌های حاصل از عملیات اکتشافی، در فعالیت‌های معدنی، سر

<sup>۱</sup> Composite

و کار داشتن با متغیرهای ناحیه‌ای، اجتناب ناپذیر است. برای تخمین صحیح از مقدار یک متغیر ناحیه‌ای و تخصیص درصدی از آن به نواحی مجاور، نیاز به همگن‌سازی متغیر هدف داریم. همگن‌سازی هر نمونه و سپس اندازه‌گیری کمیت مورد نظر، روی آن متغیر ناحیه‌ای را اصطلاحاً منظم کردن یا کامپوزیت‌سازی نامیده می‌شود. در واقع ترکیب کردن موجب از بین رفتن تغییرپذیری در مقیاس کوچک می‌شود و این همان چیزی است که به نوعی موجب برقراری نظم نسبی یک متغیر ناحیه‌ای خواهد شد.

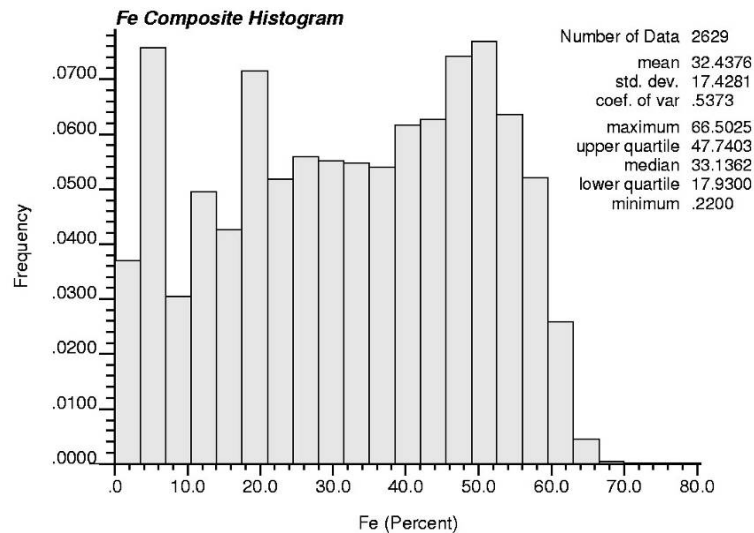
انتخاب فاصله‌ی مناسب برای کامپوزیت‌سازی، عموماً معادل ارتفاع پله‌ی مورد نظر در طراحی در نظر گرفته می‌شود. در بخش‌های بعدی توضیح داده خواهد شد که ارتفاع مناسب برای پله‌ها با توجه به مسائل ژئومکانیکی و ارتفاع دسترسی ماشین‌آلات مورد نظر، معادل ۱۰ متر خواهد بود اما با توجه به لایه‌ای بودن کانسار آهن مورد مطالعه در این آنومالی، تخمین‌های عیاری بسیاری با در نظر گرفتن لایه‌های باطله میانی به زیر عیار حد طراحی خواهند رسید. بنابراین به کمک ترسیم هیستوگرام طول نمونه‌ها در حین تغییرات عیاری در مغزه‌های اکتشافی، به قضاوت در مورد طول بهینه برای نمونه‌برداری پرداخته می‌شود (شکل ۳-۸).



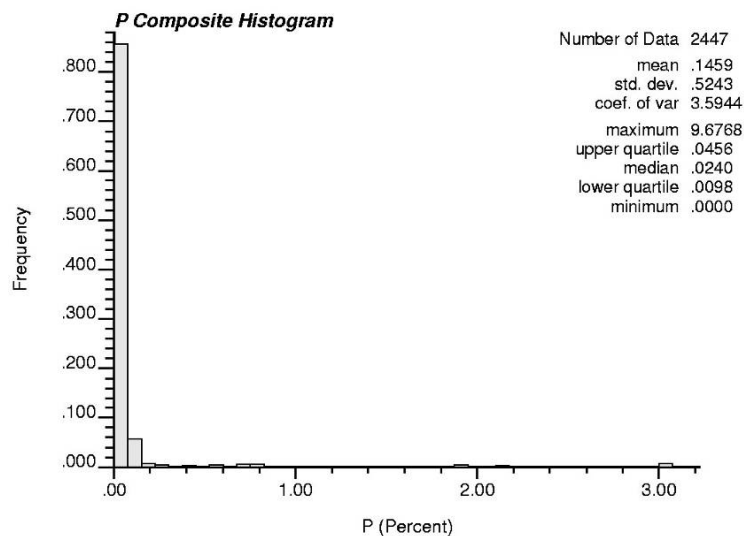
شکل ۳-۸- هیستوگرام طول نمونه‌ها در مغزه‌های موجود

براساس هیستوگرام ترسیم شده در شکل ۳-۸، می‌توان گفت که مناسب‌ترین طول برای تهیه کامپوزیت‌ها، طولی در بازه‌ی ۲ تا ۵ متر است چراکه که نمونه‌ها در این بازه دارای بیشترین فراوانی

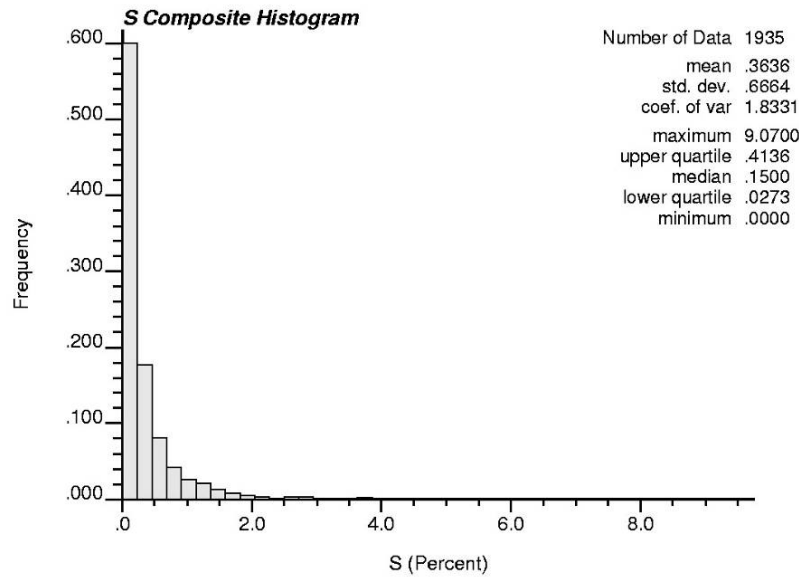
هستند. پس از تهیه‌ی فایل‌های کامپوزیت در این بازه، طول ۴ متر به عنوان طول مبنا انتخاب شد. این طول در مرحله بعد، به عنوان طول مناسب در تهیه کامپوزیت‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرد. هیستوگرام‌های شکل‌های ۹-۳ تا ۱۱-۳ وضعیت توزیع فراوانی عناصر را پس از تهیه فایل کامپوزیت نمایش می‌دهد. همانگونه که ملاحظه می‌شود، وضعیت توزیع داده‌ها پس از همگن‌سازی (کامپوزیت شدن) انحراف معیار و خطای کمتری نسبت به داده‌های خام از خود نشان می‌دهد.



شکل ۹-۳- فراوان‌نما مربوط به داده‌های کامپوزیت شده Fe در آنومالی A سنگان (میانگین = ۳۲/۴۴٪، انحراف معیار = ۱۷/۴۳٪)



شکل ۱۰-۳- فراوان‌نما مربوط به داده‌های کامپوزیت P در آنومالی A سنگان (میانگین = ۰/۱۴۲۰٪، انحراف معیار = ۰/۴۸۷۷٪)



شکل ۳-۱۱- فراوان‌نما مربوط به داده‌های کامپوزیت S در آنومالی A سنگان  
(میانگین = ۰/۳۶۳۶٪، انحراف معیار = ۰/۶۶۶۴٪)

در جدول ۳-۴ نیز، بخشی از فایل کامپوزیت تهیه شده، با طول چهار متر نمایش داده شده است.

جدول ۳-۴- بخشی از فایل کامپوزیت ساخته شده

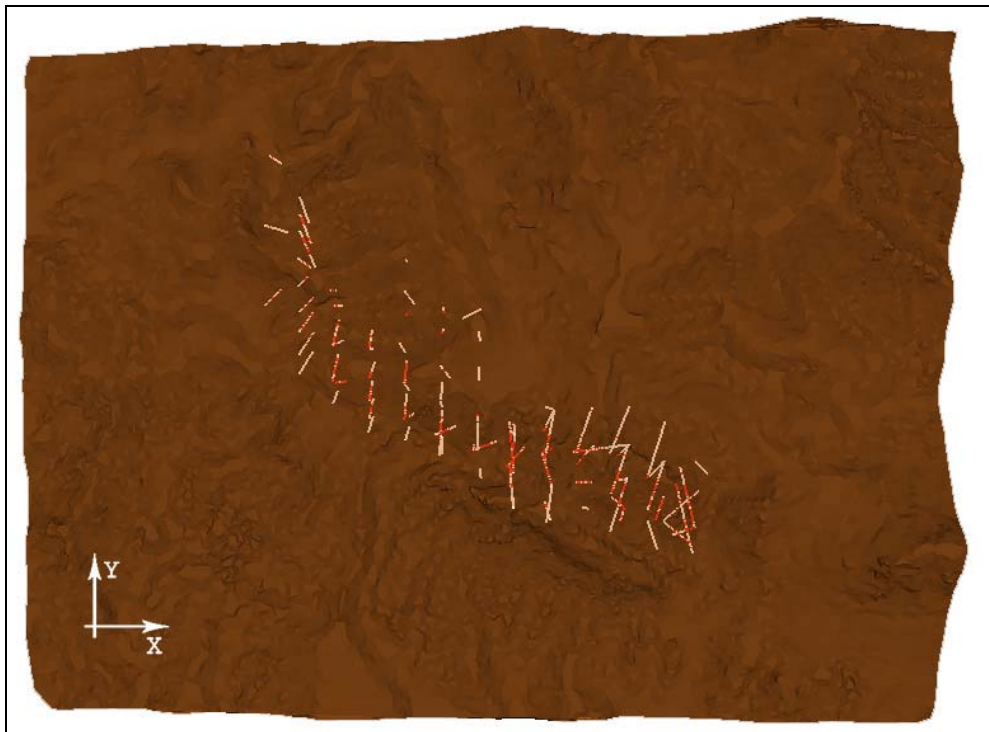
PID	FROM	TO	LENGTH	X	Y	Z	Fe
1	0	4	4	263366.8	3818569	1564.39	26.47
2	4	8	4	263366.8	3818569	1560.39	26.96317
3	8	12	4	263366.8	3818569	1556.39	38.90378
4	12	16	4	263366.8	3818569	1552.39	40.18793
5	16	20	4	263366.8	3818569	1548.39	41.50715
6	20	24	4	263366.8	3818569	1544.39	27.75526
7	24	28	4	263366.8	3818569	1540.39	8.290375
8	28	32	4	263366.8	3818569	1536.39	26.33
9	32	36	4	263366.8	3818569	1532.39	36.43176
10	36	40	4	263366.8	3818569	1528.39	22.76992

### ۳-۲-۳- تهیه مقاطع زمین‌شناسی

قبل از ساخت مدل بلوکی کانسار، لازم است مدل زمین‌شناسی (عیاری) آن ساخته شود. تهیه مدل زمین‌شناسی عبارت از ایجاد یک تصویر سه بعدی از شکل و وضعیت کانسار یا ذخیره معدنی و نحوه تعیین قرارگیری آن در فضا است که حاوی خواص فیزیکی کانسار نیز باشد. برای ساخت مدل زمین‌شناسی کانسار، لازم است در ابتدا مقاطع زمین‌شناسی در فواصل مشخصی ترسیم شوند. پس از

این مرحله باید محدوده‌ی کانی‌زایی شده را مشخص کرد تا در مرحله تهیه‌ی مدل بلوکی اولیه، سلول‌های ماده معدنی عیار دهی و سپس ارزش‌گذاری شوند. این مقاطع، بر اساس فاصله‌داری و آرایش گمانه‌های اکتشافی، در فواصلی معین، و با توجه به مشخص بودن مرزهای بخش‌های مختلف، ترسیم می‌شوند.

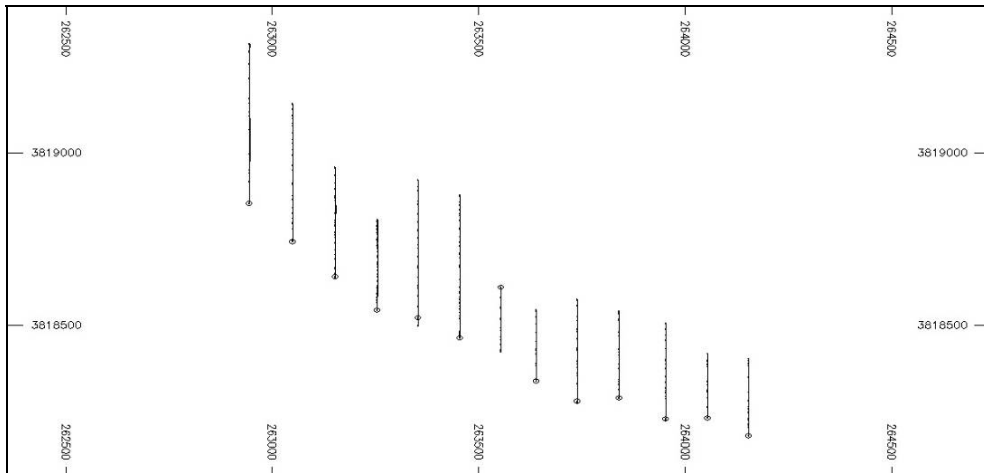
پس از ترسیم مقاطع قائم، در امتداد مشخص، به منظور شناخت محدوده توده ماده معدنی با استفاده از عیار گمانه‌های موردنظر، حدود عیاری توده معدنی در هر مقطع تعیین می‌شود. این عیار، به منظور جدایی زمينه از ماده معدنی به کار می‌رود و مقدار آن معادل عیار حد طراحی (۲۰٪) است. اکنون محدوده هر مقطع قائم از کانسار را با استفاده از عملیات کلیپینگ<sup>۲</sup> مشخص می‌شود. در شکل ۳-۱۲ نمای پلان از گمانه‌های اکتشافی حفاری شده سنگان نشان داده شده‌است. در شکل ۳-۱۳ نمای پلان از ۱۳ مقطع زمین‌شناسی و در شکل ۳-۱۴ مقطع قائم دوبعدی از گمانه‌های یکی از مقاطع نشان داده شده‌اند.



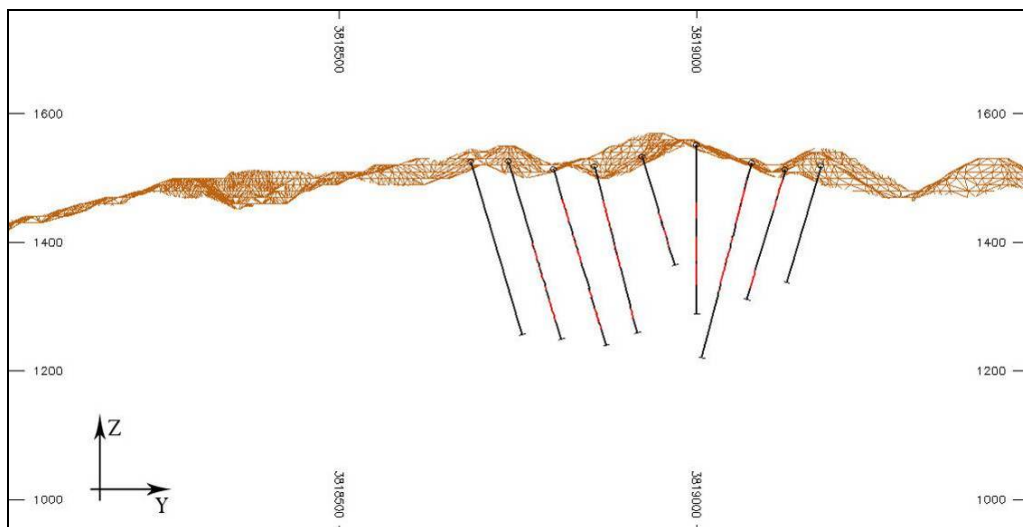
شکل ۳-۱۲- نمای پلان گمانه‌های اکتشافی با درنظر گرفتن توپوگرافی سطح

<sup>2</sup> Clipping





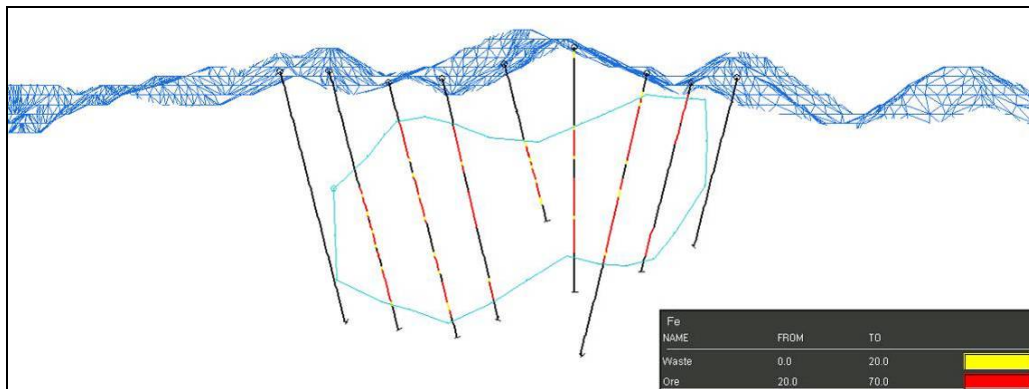
شکل ۳-۱۳- نمای پلان ۱۳ مقطع ترسیم شده در طول ناحیه کانی‌زایی آنومالی A سنگان در امتداد شمال غربی- جنوب شرقی واقع شده است.



شکل ۳-۱۴- نمایش یکی از مقاطع قائم ترسیم شده در کانسار

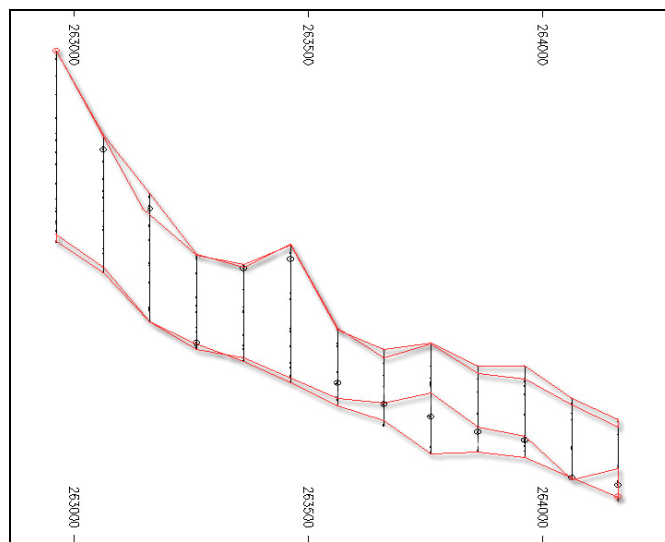
### ۳-۲-۴- مثلث‌بندی مقاطع و تعیین حجم مدل

برای تهیه مدل حجمی ماده معدنی، ابتدا لازم است در هر یک از مقاطع، به صورت مجزا، یک مدل رشته‌ای از محدوده‌ی حضور ماده معدنی، تهیه شوند. برای مشخص کردن زون‌هایی که در آنها کانه‌زایی صورت گرفته است، باید در مقاطع مورد نظر طول کانه‌زایی شده چال‌ها را توسط رشته‌ها به هم وصل کرد تا در مرحله بعد، بتوان حجم مابین این خطوط را به عنوان توده ماده معدنی مورد ارزیابی قرار داد (شکل ۳-۱۵).



شکل ۳-۱۵- تفکیک زون کانه‌زایی شده به کمک رشته‌ها در یکی از مقاطع قائم کانسار

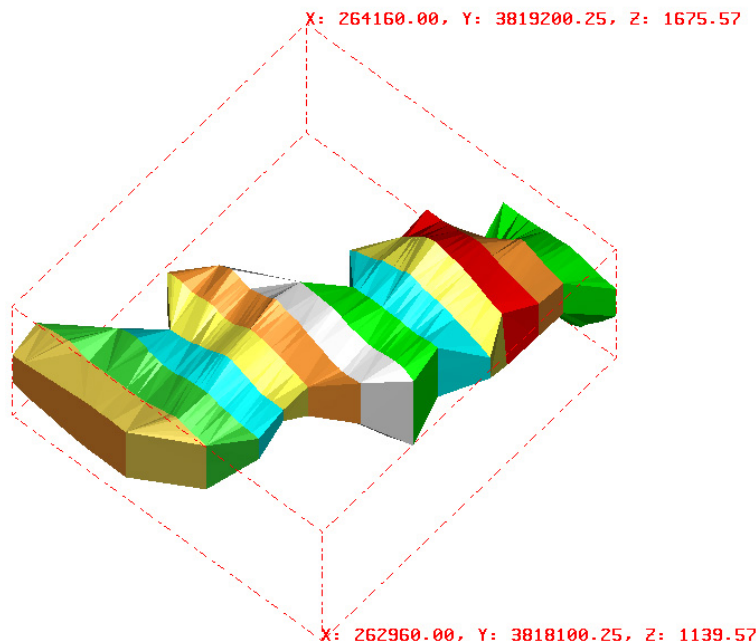
پس از مشخص شدن محدوده عیاری در تمامی مقاطع، باید عملیات اتصال خطوط رشته به یکدیگر را انجام داد تا مرزهای کانسار به درستی در تمامی جهات تعریف شوند. این کار به کمک رشته جدیدی به نام رشته برچسبی<sup>۳</sup> انجام می‌شود. عملکرد صحیح این رشته در گرو تهیه‌ی یک نمایش سه بعدی مناسب، از کلیه‌ی رشته‌های موجود در مقاطع خلاصه می‌شود. به وسیله این رشته اتصال نقاط تاج و تحتانی کلیه‌ی رشته‌های موجود در مقاطع به یکدیگر در هر دو وجه کانسار صورت می‌پذیرد (شکل ۳-۱۶).



شکل ۳-۱۶- ترسیم رشته برچسبی برای محدود کردن رشته‌ها در دو طرف مدل

<sup>3</sup> Tag String

برای ایجاد مدل تورسیمی<sup>۴</sup> به ترتیب، اولین استرینگ تا آخرین استرینگ به یکدیگر متصل می‌شوند<sup>۵</sup> که در قسمت سه‌بعدی‌سازی می‌توان مدل جامد<sup>۶</sup> آن را مشاهده کرد. لازم به ذکر است که دو رشته‌ی انتهایی را نیز باید به عنوان صفحات محدوده کننده، معرفی کرد تا پوسته‌ی کلی ماده‌ی معدنی مطابق شکل ۱۷-۳ شکل گیرد.



شکل ۱۷-۳- مدل سه بعدی ساخته شده از ماده معدنی

### ۳-۲-۵- بلوک‌بندی مدل

یک مدل زمین‌شناسی از یک‌سری بلوک‌های منظم یا غیرمنظم تشکیل شده است که به هر کدام خصوصیتی از قبیل عیار، نوع سنگ و کدهای مشخصاتی دیگر نسبت داده شده است. این بلوک‌ها می‌توانند اشکال مختلفی داشته باشند از قبیل چندضلعی، نامنظم، سطوح محاسبه‌ای و مثلی. اما از ساده‌ترین و متداول‌ترین مدل‌هایی که به کار می‌رود، مدل دکارتی است، که معمولاً ارتفاع قائم هر یک از بلوک‌ها را برابر ارتفاع پله‌های معدن می‌گیرند و وجه افقی بلوک‌ها غالباً مربع یا مستطیل شکل می‌باشد.

<sup>4</sup>. Wire frame

<sup>5</sup>. linking

<sup>6</sup> Solid

## ۳-۲-۵-۱- ابعاد بلوک‌ها

با توجه به اینکه در این پایان‌نامه، روش‌های متفاوتی در مراحل بعدی برای تعیین محدوده بهینه نهایی به کار گرفته می‌شود، دو مدل بلوکی متفاوت ساخته خواهد شد که در یکی آن‌ها بر اساس قواعد سرانگشتی موجود، یک چهارم تا نصف فاصله گمانه‌ها (Hustrulid, 1995) برای ابعاد بلوک‌ها در دو بعد و برابر ارتفاع پله در بعد سوم در نظر گرفته می‌شود و در دیگری، متناسب با ارتفاع ماشین‌آلات موجود شبکه منظم از بلوک‌ها با ابعاد یکسان در هر بعد، ساخته خواهد شد.

در آنومالی مورد مطالعه معدن سنگان، با توجه به اینکه میانگین فاصله بین گمانه‌ها در بعد بزرگتر شبکه اکتشافی حدود ۱۰۰ متر است، ابعاد افقی بلوک‌ها در مدل اول، بر اساس قواعد سرانگشتی موجود، یک چهارم فاصله‌ی متوسط گمانه‌ها در جهت محور  $X$  یعنی  $10 \times 25 \times 25$  متر در نظر گرفته می‌شود. این ابعاد در مدل دوم متناسب با ارتفاع دسترسی ماشین‌آلات و برابر با ۱۰ متر در هر سه بعد منظور می‌شود.

## ۳-۲-۵-۲- بلوک‌بندی

در ادامه بعد از مشخص شدن عیار گمانه‌ها و محدوده‌ی ماده معدنی نوبت به بلوک‌بندی توده می‌رسد. بدین منظور، ابتدا مدل اولیه<sup>۷</sup> تعریف می‌شود. برای تعریف مدل اولیه، تعیین مشخصات شبکه بلوک‌بندی مورد نیاز است. این مشخصات عبارتند از:

۱. مختصات  $x, y, z$  نقطه مرجع<sup>۸</sup>

۲. ابعاد ریز بلوک‌ها<sup>۹</sup> (این بلوک‌ها در مرزهای باطله با ماده‌ی معدنی و باطله با توپوگرافی سطح ایجاد می‌شود تا تخمین دقیق‌تری از عیارها در این نقاط به دست دهد) (شکل ۳-۱۸).

۳. تعداد بلوک‌های بزرگ در سه بعد  $x, y, z$  (باضرب این تعداد در ابعاد بلوک‌های بزرگ، گستره‌ی ماده معدنی در سه بعد به دست خواهد آمد).

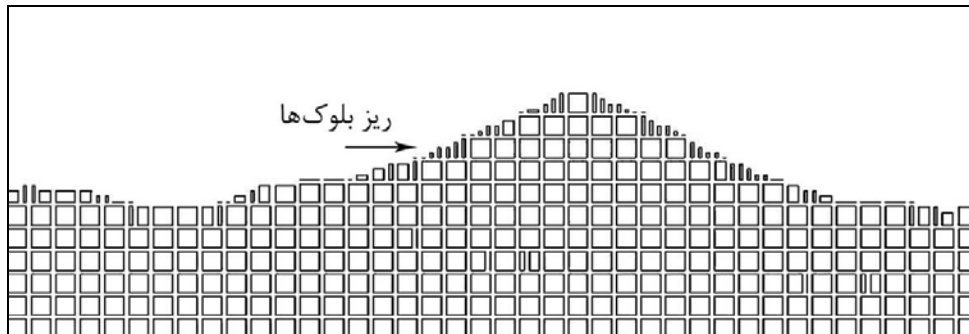
برای یافتن این مشخصات، لازم است که به اطلاعات آماری توپوگرافی و مدل سه‌بعدی کانسار توجه کرد. نقطه‌ی مرجع، در حقیقت همان نقطه شروع بلوک‌ریزی است. این نقطه می‌بایست از

<sup>7</sup> Prototype

<sup>8</sup> Bench Mark

<sup>9</sup> Sub cell

حداکثر عمق قرارگیری توده‌ی معدنی، عمیق‌تر باشد (مختصات Z نقطه‌ی مرجع). در دو بعد دیگر نیز باید از حداقل نقاط مربوط به توده مدل شده معدنی، کمتر باشد تا در مراحل بعدی بتوان مدل اقتصادی بدون اشکال برای پیاده‌سازی پیت نهایی معدن، از آن ایجاد کرد.



شکل ۳-۱۸- تعریف ریز بلوک‌ها در مرزهای باطله با ماده معدنی و سطح

بر اساس توضیحات داده شده، طبق جدول ۳-۵ که در آن اطلاعات آماری مدل ساخته شده و توپوگرافی خلاصه شده است، مبدأ بلوک‌بندی با در نظر گرفتن ۱۵۰ متر، افزایش بازه‌ی مدل‌سازی در دو طرف محدوده کانه‌زایی شده مطابق با جدول ۳-۶، مشخص می‌شود.

جدول ۳-۵- اطلاعات آماری مربوط به توپوگرافی و توده معدنی کانسار

توده معدنی	توپوگرافی	پارامتر
۲۶۴۱۶۰	۲۶۴۸۳۰	ماکزیمم X
۲۶۲۹۶۰	۲۶۲۲۵۰	مینیمم X
۳۸۱۹۲۰۰	۳۸۱۹۶۰۴	ماکزیمم Y
۳۸۱۸۰۹۹	۳۸۱۷۶۹۸	مینیمم Y
۱۶۷۶	۱۷۶۰	ماکزیمم Z
۱۱۴۰	۱۳۳۰	مینیمم Z

جدول ۳-۶- مختصات نقطه‌ی مرجع و تعداد بلوک‌ها در هر جهت

۲۶۲۸۱۰	X مرجع
۳۸۱۷۹۴۹	Y مرجع
۱۱۰۰	Z مرجع
۱۳۷	تعداد بلوک‌های ۱۰ متری در جهت X
۱۴۰	تعداد بلوک‌های ۱۰ متری در جهت Y
۷۰	تعداد بلوک‌های ۱۰ متری در جهت Z
۱۳۴۲۶۰۰	تعداد بلوک‌های مدل ۱۰×۱۰×۱۰

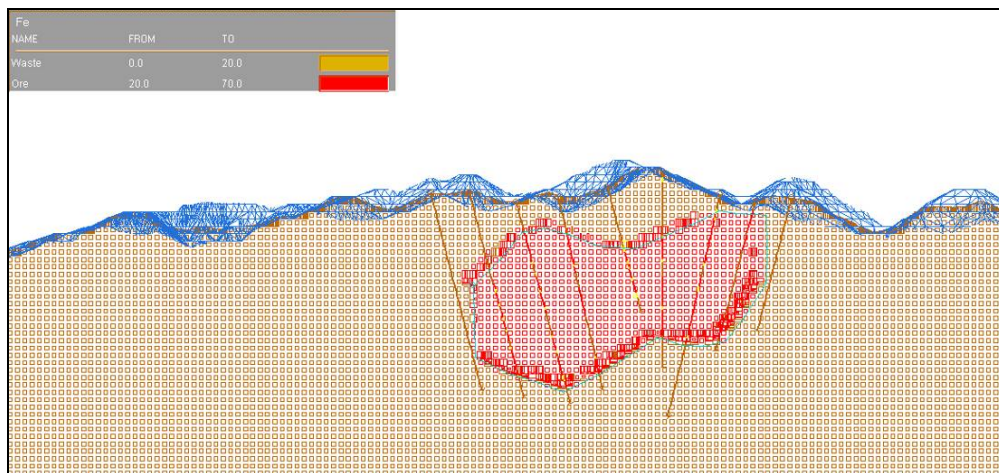
لازم به ذکر است که در مدل دوم (مدل ۲۵ متری)، با توجه به اینکه به شبکه‌ای منظم از بلوک‌ها برای فرآیندهای بعدی مورد نیاز است، از ساخت مدل همراه با ریز بلوک‌ها، صرف‌نظر می‌شود.

### ۳-۲-۶- عیاردهی به بلوک‌ها

برای تخمین عیار بلوک‌ها از طریق اطلاعات ترکیب‌شده مربوط به گمانه‌ها و بر اساس اطلاعات مورد نیاز برای تخمین ذخیره به روش عکس مجذور فاصله برای کانسار سنگان اقدام شده است. لازم به ذکر است که برای درون‌یابی عیار ابتدا باید مدل اولیه با مدل توده‌ی ماده معدنی ادغام شود. بعد از تلاقی مدل اولیه با مدل ماده معدنی باید ابعاد بلوک‌های کوچک‌تر<sup>۱۰</sup> بهینه شود تا زیاد بزرگ یا کوچک نباشند. تنظیمات آن باید به گونه‌ای باشد که امکان ادغام بلوک‌های کوچک برای تشکیل بلوک‌های بزرگ‌تر وجود داشته باشد.

تخمین عیار نیز با استفاده از روش‌های نزدیکترین همسایگی، عکس مجذور فاصله و کریجینگ انجام می‌شود که در ادامه نتایج حاصل از هر روش نشان داده شده است.

در مرحله‌ی بعد برای تهیه مدل بلوکی باطله، با استفاده از مدل سطح زمین و مدل ماده معدنی، مدل باطله خارج مدل ذخیره معدنی تا زیر مدل سطح زمین ساخته می‌شود و در آخرین مرحله برای تهیه مدل بلوکی نهایی، مدل بلوکی باطله و مدل بلوکی ماده معدنی با هم ترکیب می‌شوند. در شکل ۳-۱۹، مدل بلوکی نهایی در یکی از مقاطع کانسار سنگان، نمایش داده شده است.



شکل ۳-۱۹- مدل بلوکی نهایی در یکی از مقاطع کانسار سنگان

<sup>10</sup> Subcell

### ۳-۲-۷- وزن مخصوص نمونه‌ها

به منظور محاسبه و تخمین دقیق‌تر وزن مخصوص نمونه‌ها، رابطه‌ای بر حسب عیار آهن موجود در نمونه‌ها در آنومالی A سنگان توسط شرکت معدنکاو، ارائه شده (رابطه ۳-۱) که از همین رابطه برای تخمین چگالی نمونه‌ها در مدل بلوکی استفاده می‌شود. این رابطه که از سنجش چگالی ۲۵۲ نمونه با عیارهای مختلف به دست آمده، به شرح زیر است (امور مهندسی طرح سنگان، ۱۳۸۳):

$$SG = 2/5541 + 0/0298 \times g_s \quad \text{رابطه (۳-۱)}$$

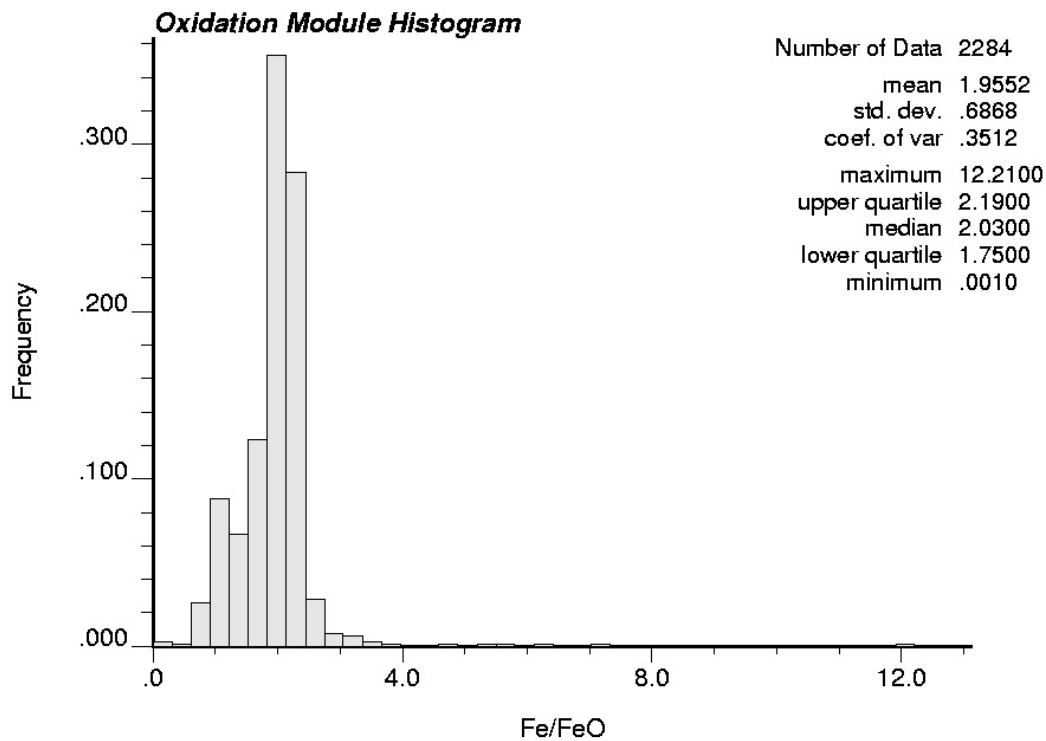
که در رابطه فوق،  $g_s$  عیار آهن در نمونه می‌باشد. به کمک اطلاعات حاصل از کامپوزیت‌سازی در مغزه‌ها و فیلترکردن اطلاعات عیاری بر حسب درصد آهن ستون مربوط به وزن مخصوص در فایل مدل اعمال شده و به مدل ساخته شده در مرحله قبل، اضافه می‌شود. مدل بلوکی ساخته شده در این مرحله، حاوی اطلاعات مربوط به عیار کلیه عناصر، چگالی، ابعاد و مختصات بلوک‌ها خواهد بود که با اعمال پارامترهای اقتصادی در آن، در مرحله‌ی بعدی می‌توان مدل بلوکی اقتصادی و به کمک آن محدوده‌ی بهینه نهایی را مشخص کرد.

### ۳-۲-۸- بررسی فاکتور اکسیداسیون

درصد وجود کانی‌های غیر مگنتیتی در کانسنگ آهن، از عوامل مهم در فرآیند کانه‌آرایی این ماده‌ی معدنی محسوب می‌شود. نسبت  $Fe/FeO$  درجه اکسیداسیون کانسنگ مگنتیت به هماتیت را مشخص می‌کند. در حالت ایده‌آل، کانسنگ غیر اکسیده آهن، کانسنگی است که صد در صد سنگ معدن، از مگنتیت خالص تشکیل شده باشد، این نسبت برابر با  $2/33$  است. وقتی این نسبت به ۳ می‌رسد، بدین معنی است که حدود ۷۰ درصد کانسنگ از مگنتیت و ۳۰ درصد باقی‌مانده از هماتیت تشکیل شده است (BHP, 1991). بنابراین تا زمانی که کانسنگ دارای مدول اکسیداسیون کمتر از ۳ باشد، بخش عمده‌ی آن، از مگنتیت تشکیل شده است.

با توجه به شکل ۳-۲۰، که در آن توزیع فراوانی نسبت  $Fe/FeO$  ترسیم شده است، مشاهده می‌شود که بخش عمده‌ی نمونه‌ها دارای مدول کمتر از ۳ هستند و بنابراین کانسار از نوع مگنتیتی است و در طراحی پروسه‌ی فرآوری و خط تغلیظ، باید به این مساله توجه کرد. با توجه به مورد قبول بودن نتایج حاصله در مورد بررسی‌های آماری مدول اکسیداسیون و نیز هماهنگی انجام شده با دفتر

طرح، نیاز به تعریف قید برای مدول اکسیداسیون در پروسه‌ی برنامه‌ریزی تولید نبوده و تنها حضور این مدول در ویژگی‌های مدل برای تعریف طرح اختلاط در پروسه‌ی فرآوری در آینده مورد نیاز است. بنابراین علاوه بر داده‌ها عیاری، این مدول نیز به عنوان اطلاعات ورودی به مدل ساخته شده بر اساس نیاز موجود، اضافه می‌شود.



شکل ۳-۲۰- کردار توزیع فراوانی مدول اکسیداسیون در نمونه‌های گرفته شده از مغزه‌های اکتشافی آنومالی A

### ۳-۳- تخمین ذخیره کانسار سنگ آهن سنگان

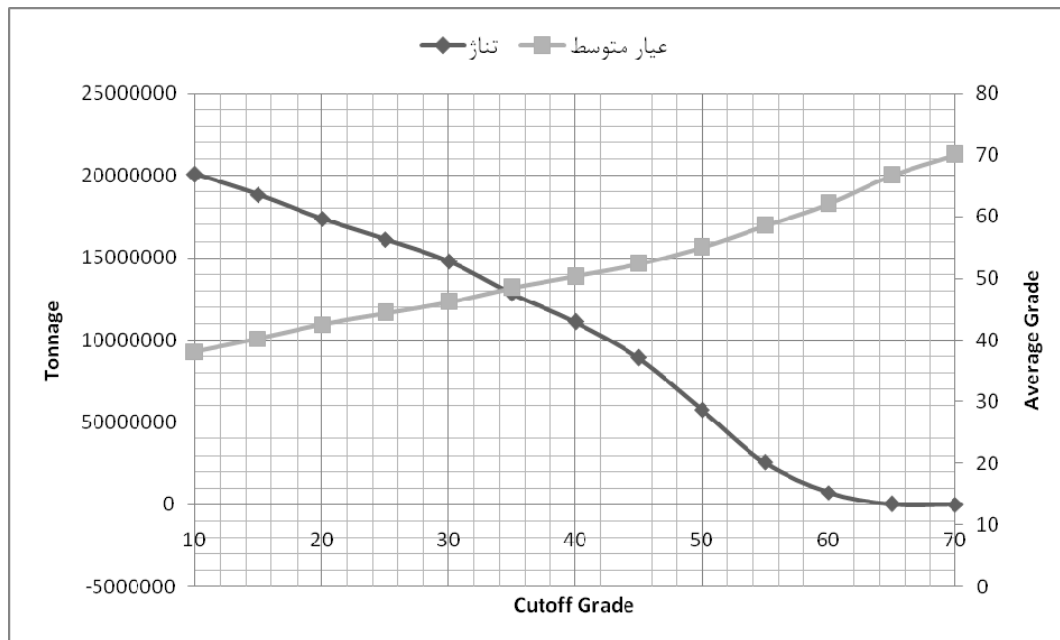
اکنون، با تکمیل مدل بلوکی زمین‌شناسی (عیاری) ساخته شده، که حاوی کلیه فیلدهای عیاری عناصر موجود، وزن مخصوص و نسبت اکسیداسیون برای تمامی بلوک‌های موجود در آن است، می‌توان به کمک سه روش از رایج‌ترین روش‌های تخمین ذخیره، یعنی روش‌های نزدیک‌ترین همسایگی، عکس مجذور فاصله و کریجینگ، تناژ و عیار متوسط ذخیره را برای عیار حد‌های مورد نظر محاسبه و منحنی تناژ - عیار آنومالی A کانسار سنگ آهن سنگان را رسم کرد.



لازم به ذکر است که، با توجه به ساخت مدل بلوکی به همراه ریز بلوک‌ها، در مدل مذکور، لازم است در هنگام آماده سازی مدل بلوکی ساخته شده برای عملیات بعدی به کمک نرم‌افزار EXCEL، ابعاد بلوک‌ها در هر سه بعد را درج کرد، تا بتوان به کمک آن حجم کلیه بلوک‌ها را با دقت بالا محاسبه کرد. این فیلد در مراحل بعدی، مبنای محاسبات تناژ-عیار خواهد بود.

### ۳-۳-۱- روش نزدیکترین نقاط و عکس مجذور فاصله

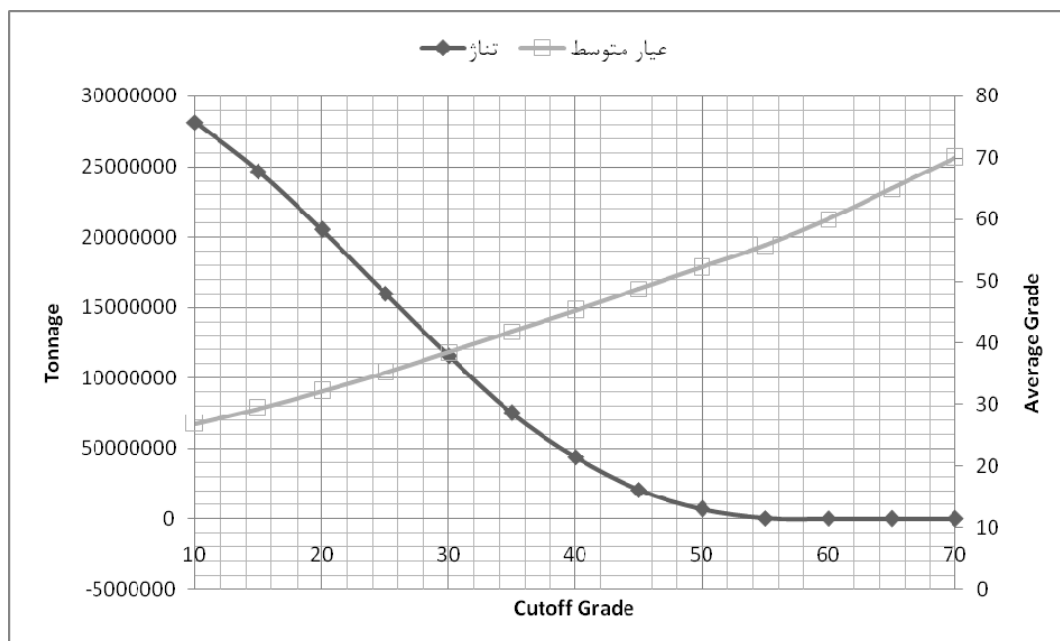
در این دو روش با استفاده از ترکیب فایل کامپوزیت و مدل بلوکی ماده معدنی، تخمین عیار بلوک‌ها به انجام گرفت. جداول ۷-۳ و ۸-۳ داده‌های حاصل از فرآیند تخمین ذخیره در عیارهای مختلف و شکل‌های ۲۱-۳ و ۲۲-۳ منحنی‌های تناژ-عیار مربوط به مقادیر به دست آمده از مدل بلوکی حاوی ماده معدنی حاصل از این دو روش را نشان می‌دهند.



شکل ۳-۲۱- منحنی تناژ - عیار معدن A سنگان، به روش نزدیک‌ترین همسایگی

جدول ۳-۷- نتایج حاصله برای ترسیم منحنی تناژ - عیار در روش نزدیک‌ترین همسایگی

عیار حد (درصد)	تناژ (تن)	عیار میانگین (درصد)
10	200823387.6	38.05
15	188383698.5	40.19
20	173727010.9	42.53
25	161258687.1	44.35
30	147768383.8	46.12
35	128448960.2	48.46
40	110917226.6	50.25
45	89032565.14	52.28
50	57530213.36	55.02
55	25549060.46	58.54
60	7331705.438	62.07
65	77195.69518	66.67
70	0	70



شکل ۳-۲۲- منحنی تناژ - عیار معدن A سنگان، به روش عکس مجذور فاصله

جدول ۳-۸- نتایج حاصله برای ترسیم منحنی تناژ - عیار در روش عکس مجذور فاصله

عیار حد (درصد)	تناژ (تن)	عیار میانگین (درصد)
10	281563706.6	26.86
15	246751161.1	29.32
20	205383968.6	32.12
25	159928759.3	35.198
30	115747998.6	38.42
35	75197402.24	41.82
40	43856889.55	45.21
45	20617580.04	48.72
50	7167172.576	52.19
55	478376.7335	55.73
60	0	60
65	0	65
70	0	70

### ۳-۳-۲- زمین آمار (وریوگرام ها)

پس از بررسی توزیع داده‌ها، اولین قدم در عملیات زمین‌آماري شامل شناخت، مدل‌سازی ساختار فضایی کمیت موردنظر به وسیله وریوگرام است که توسط آن پیوستگی، همگنی و ناهمگنی کمیت مورد نظر بررسی می‌شود. تخمین زمین‌آماري به روش کریجینگ به مشخصات مدل وریوگرام برازش شده وابسته است. در واقع وریوگرام، میانگین مربعات تفاضل دو مقدار را به عنوان تابعی از نمو فاصله بین آن‌ها می‌دهد و ابزاری است که در قالب تجزیه و تحلیل آماری قرار دارد و توسط آن می‌توان تغییرپذیری ساختار فضایی را به سادگی تعیین کرد (یوسفی و خالوکائی، ۱۳۸۵).

وریوگرام تجربی با استفاده از رابطه ۳-۱ قابل محاسبه است.

$$2\gamma(h) = \frac{1}{N(h)} \sum_{N(h)} [Z(u) - Z(u+h)]^2 \quad (1-3)$$

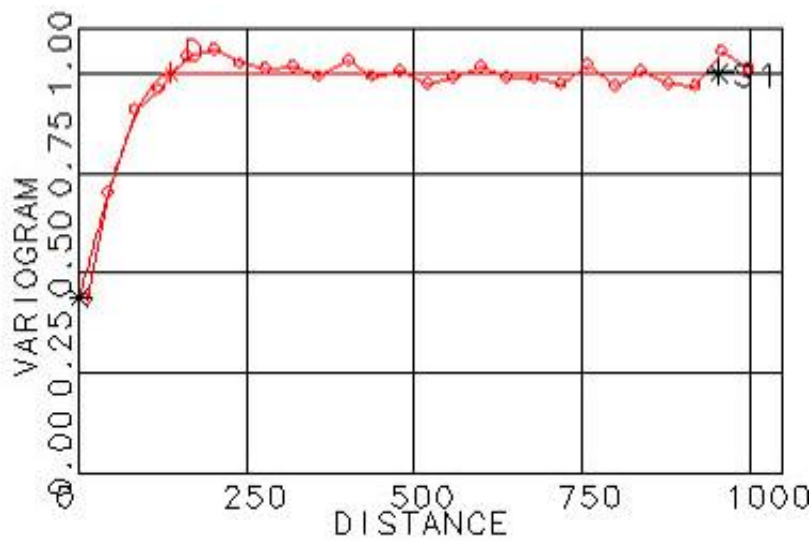
که در آن:

$2\gamma(h)$  مقدار وریوگرام برای دو نمونه فاصله  $h$  از یکدیگر

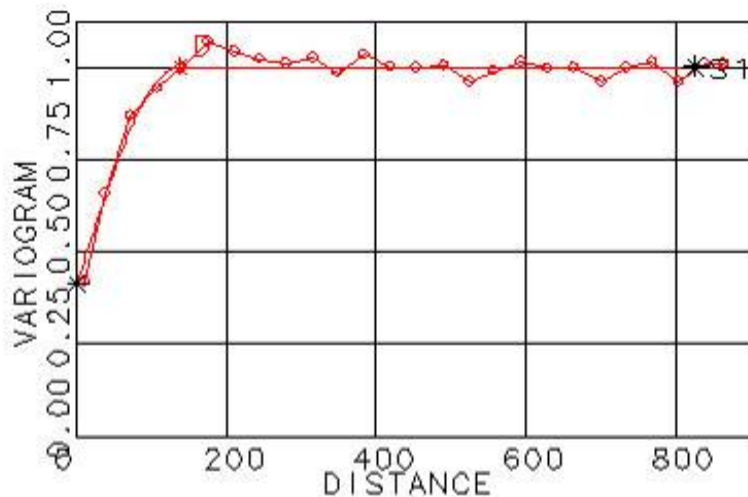
$N(h)$  تعداد جفت نمونه‌ها با فاصله  $h$  از یکدیگر

$Z(u)$  مقدار کمیت مورد نظر در موقعیت مکانی  $u$

می‌باشند. بنابراین پس از نرمال‌سازی داده‌ها به کمک نرم‌افزار WinGslib، واریوگرام آهن محتوی نمونه‌ها در جهات مختلف ترسیم شد تا شعاع تاثیر در جهات مختلف به دست آید. شکل‌های ۳-۲۳ و ۳-۲۴ دو مورد از واریوگرام‌های ترسیم شده در دو جهت  $X$  و  $Y$  را نشان می‌دهد. با توجه به نزدیکی مقادیر سقف و شعاع تاثیر این واریوگرام‌ها که برای داده‌های نرمال شده در جهات و شیب‌های مختلف ترسیم شده است، می‌توان نتیجه گرفت که کانسار دارای ایزوتروپی است.

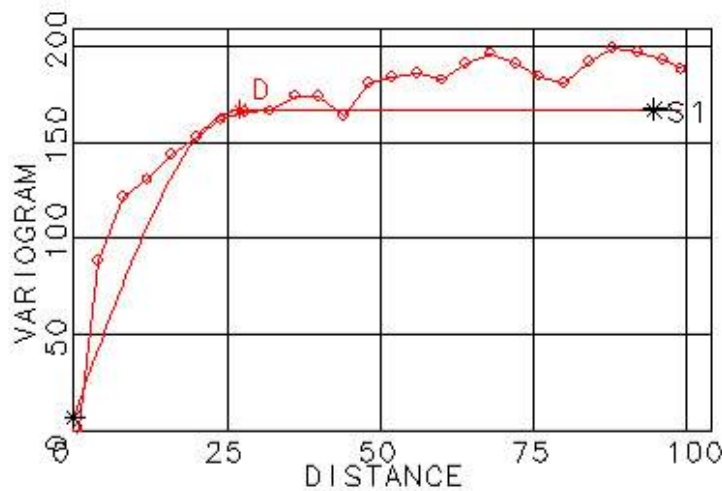


شکل ۳-۲۳- واریوگرام ترسیم شده در آزمایشات ۹۰ و شیب صفر درجه



شکل ۳-۲۴- واریوگرام ترسیم شده در آزمایشات صفر و شیب صفر درجه

در شکل ۳-۲۵، وریوگرام تبدیل یافته‌ی داده‌ها برای فیلد Fe در فایل کامپوزیت تهیه شده با فواصل نمونه‌برداری ۴ متر نمایش داده شده است. مقادیر  $C_0$ ،  $C$  و شعاع تاثیر مدل کروی منطبق داده شده بر داده‌ها به ترتیب برابر با ۱۶۰، ۶/۷ و ۲۷ متر خواهد بود.

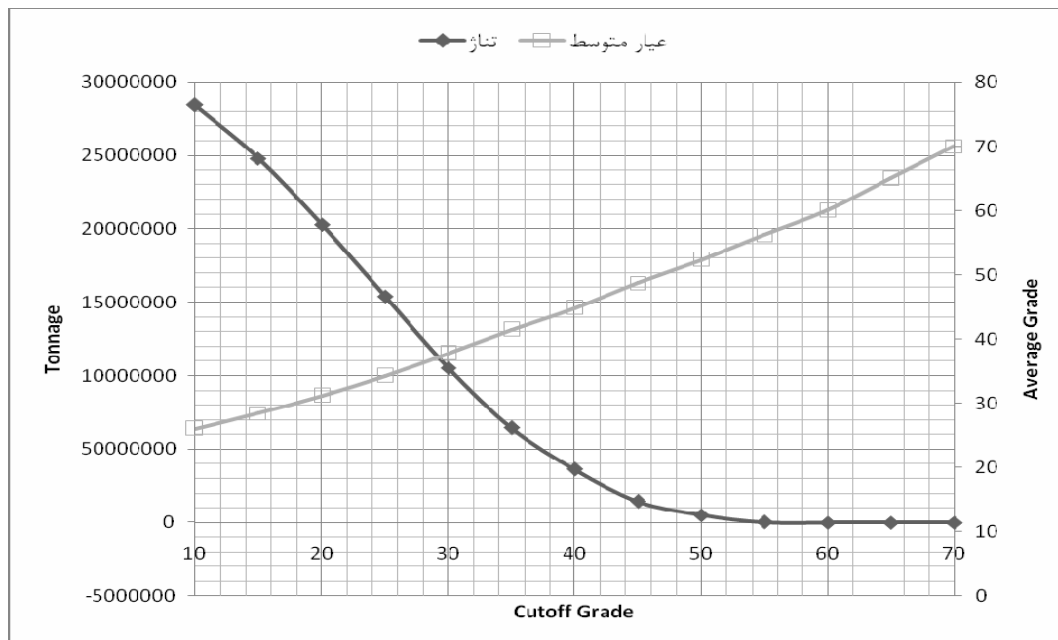


شکل ۳-۲۵- وریوگرام تبدیل یافته Fe فایل کامپوزیت در فواصل ۴ متر

در این مرحله تخمین تخمین عیار بلوک‌های ماده معدنی با توجه به پارامترهای ذکر شده، فایل داده‌های تبدیل یافته و فایل مربوط به مدل بلوکی ماده معدنی صورت گرفت. این نتایج در جدول ۳-۹ آورده شده، منحنی تناژ عیار مربوطه به این روش و داده‌های جدول ۳-۹، در شکل ۳-۲۶ نشان داده شده است.

جدول ۳-۹- نتایج حاصله برای ترسیم منحنی تناژ - عیار در روش کریجینگ

عیار حد (درصد)	تناژ (تن)	عیار میانگین (درصد)
10	284450253.1	26.05
15	248126568.7	28.42
20	203037350.6	31.18
25	154122621.3	34.27
30	105288644.3	37.77
35	64566028.58	41.43
40	36296539.37	44.8
45	14404160.32	48.7
50	4991251.046	52.35
55	302402.3134	56.21
60	0	60
65	0	65
70	0	70



شکل ۳-۲۳- منحنی تناژ - عیار معدن A سنگان، به روش زمین‌آمار

همانطور که از کردارها و جداول مربوط به تخمین ذخیره‌ی آنومالی A معدن سنگ آهن سنگان به روش‌های مختلف برمی‌آید، می‌توان نتیجه گرفت که از بین سه روش تخمین‌گر مورد استفاده، روش نزدیکترین همسایگی دارای بالاترین حجم ذخیره با عیارهای متوسط بالاتر می‌باشد که این امر در مقایسه با نتایج حاصل از دو روش دیگر، غیر واقعی می‌نماید، بنابراین این روش در مقایسه با دو روش دیگر از خطای بالاتری برخوردار خواهد بود. در مقابل نتیجه‌ی به دست آمده از دو روش دیگر (زمین‌آمار و عکس مجذور فاصله) اختلاف اندکی نسبت به یکدیگر دارند و هر یک از آن‌ها را با تقریب قابل قبول می‌توان برای مراحل بعدی مدل‌سازی، مورد استفاده قرار داد.

# فصل چهارم

## [ تعیین محدوده بهینه نهایی آنومالی A سنگ آهن سنگان ]

در این فصل پس از ساخت مدل بلوکی اقتصادی، به تعیین محدوده‌ی بهینه نهایی منطقه مورد مطالعه به روش‌های دو بعدی (برنامه‌ریزی پویا و مخروط متحرک مثبت) و سه‌بعدی (گراف تئوری لرج-گروسمن و مخروط شناور سه بعدی) پرداخته شده و نتایج مربوطه ارائه می‌شود. در پایان نیز آنالیز حساسیت پارامترهای اقتصادی به روی محدوده بهینه، مورد بررسی قرار گرفته است.

#### ۴-۱- مقدمه

همانطور که در فصل سوم بیان شد، برای تعیین محدوده‌ی بهینه نهایی، دو مدل بلوکی مجزا برای آنومالی A کانسار سنگ آهن سنگان تهیه شده است که یکی بدون تعریف ریز بلوک‌ها در مرزهای باطله و ماده معدنی و با ابعاد بلوک‌های یکسان و دیگری با ابعاد غیر یکسان و با دقت بالاتر ساخته شده‌اند تا بتوان باطله و ماده معدنی را به خوبی و با دقت بالاتر، در مرزها از یکدیگر تشخیص داد. پس از اینکه مدل بلوکی عیاری در مرحله‌ی قبل ساخته شد و تخمین ذخیره به کمک آن صورت گرفت، اکنون زمان آن می‌رسد که این مدل عیاری به مدل اقتصادی تبدیل شود. برای ساخت مدل بلوکی اقتصادی، نیاز به داده‌های اقتصادی نظیر قیمت محصول، هزینه‌های استخراج، فرآوری، فروش و ... می‌باشد تا با اعمال این پارامترها، مدل بلوکی اقتصادی آن تهیه شود.

#### ۴-۲- تهیه مدل بلوکی اقتصادی

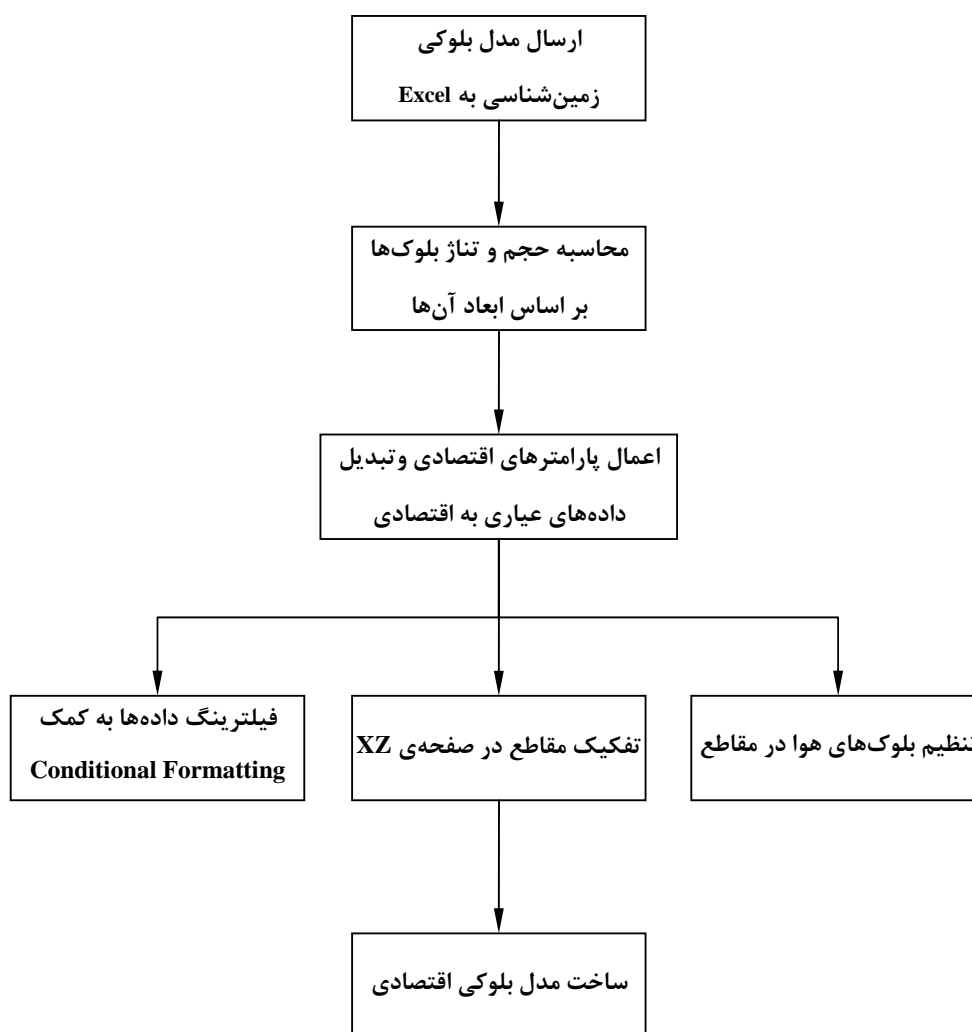
##### ۴-۲-۱- کلیات

برای طراحی محدوده‌ی نهایی و برنامه ریزی تولید، علاوه بر تهیه مدل بلوکی عیاری کانسار به مجموعه‌ای از اطلاعات فنی و اقتصادی نیز نیاز است. میزان دقت و صحت نتایج حاصل از طراحی، وابسته به درستی و صحت این اطلاعات ورودی است. در یک تقسیم بندی کلی اطلاعات مورد نیاز برای انجام کار طراحی را می‌توان به دو دسته کلی تقسیم کرد: دسته اول، پارامترهای فنی همچون اطلاعات پایداری شیب، میزان تولید سالانه و ... می‌باشند، دسته دوم نیز از پارامترهای اقتصادی مانند هزینه‌ی تمام شده تولید یک تن کانسنگ یا باطله، هزینه فرآوری یک تن کانسنگ و ... تشکیل شده‌اند.

با اعمال تنظیمات اقتصادی در مدل بلوکی عیاری، مدل بلوکی اقتصادی تولید می‌شود. در این مدل برای هر بلوک یک ارزش خالص تعیین می‌شود که این ارزش، مجموع ارزش مواد درون آن است



که پس از محاسبه، ارزش بلوک‌های کانسنگ مثبت، باطله منفی و هوا صفر خواهد بود. در شکل ۴-۱ روند نمای کلی تهیه‌ی مدل بلوکی اقتصادی کانسار، نمایش داده شده است. برای ساخت مدل بلوکی، باید مدل عیاری ساخته شده در مرحله قبل را به نرم‌افزار Excel ارسال کرد. این مدل حاوی اطلاعات مربوط به مختصات مرکز ثقل بلوک‌ها ( $X_c, Y_c, Z_c$ )، اندازه طول هر ضلع بلوک ( $X_{inc}, Y_{inc}, Z_{inc}$ )، وزن مخصوص (Density) و فیلدهای عیاری است که در این مرحله کلیه‌ی عملیات بهینه‌سازی بعدی، بر اساس فیلد عیاری آهن یعنی Fe صورت می‌گیرد. در جدول ۴-۱، بخشی از فایل مدل بلوکی ارسال شده به نرم‌افزار Excel نشان داده شده است.



شکل ۴-۱- روند نمای کلی تهیه‌ی مدل بلوکی اقتصادی کانسار

جدول ۴-۱- نمایش بخشی از مدل بلوکی ارسال شده به نرم افزار Excel

PID	XC	YC	ZC	XINC	YINC	ZINC	Fe
5753	262970.5	3818812	1287.5	25	25	25	29.34764
5754	262970.5	3818812	1312.5	25	25	25	35.47152
5755	262970.5	3818812	1337.5	25	25	25	20.60692
5756	262970.5	3818812	1362.5	25	25	25	30.30047
5757	262970.5	3818812	1387.5	25	25	25	25.1214
5758	262970.5	3818812	1412.5	25	25	25	12.02178
5759	262970.5	3818812	1437.5	25	25	25	11.24606
5760	262970.5	3818812	1462.5	25	25	25	15.48855

#### ۴-۲-۲- پارامترهای اقتصادی

#### ۴-۲-۲-۱- هزینه‌های بخش معدن

هزینه‌های عملیاتی در بخش معدن هزینه‌هایی هستند که مستقیماً برای تولید یک تن کانسنگ و یا باطله صرف می‌شوند. این هزینه‌ها شامل هزینه‌های چالزنی، آتشباری، بارگیری و باربری می‌باشند که برای ماده‌ی معدنی و باطله به شرح زیر در نظر گرفته شده‌اند. علاوه بر هزینه‌های عملیاتی، هزینه‌های دیگری نظیر هزینه‌های سرمایه‌ای و هزینه‌های جاری نیز تعریف می‌شوند که این هزینه‌ها نیز، بر میزان گسترش محدوده‌ی نهایی معدن کاری روباز، موثرند. از آن‌جا که تا کنون، هیچ‌گونه ارزیابی‌های اقتصادی مربوط به آنومالی A نه در بخش معدن و نه در بخش فرآوری صورت نگرفته است، از پارامترهای سایر معادن آهن ایران، برای ورودی اطلاعات اقتصادی در این مرحله، استفاده می‌شود. این هزینه‌ها، در جدول ۴-۲، خلاصه شده‌اند.

جدول ۴-۲- هزینه‌های بخش معدن (شرکت ملی فولاد ایران، ۱۳۸۵)

معدن کاری پایه (\$/ton)	معدن کاری ماده معدنی (\$/ton)	معدن کاری باطله (\$/ton)	
۱/۰۷۵	۱/۶۱۳	۱/۲۹	هزینه‌های عملیاتی
۱/۳۵۴	۱/۹۹۴	۱/۵۶۹	هزینه‌های جاری
۰/۲۷۹	۰/۲۷۹	۰/۲۷۹	هزینه‌های سرمایه‌ای
۲/۷۰۸	۳/۸۸۶	۳/۱۳۹	جمع کل

#### ۲-۲-۲-۴- هزینه‌های فرآوری

هزینه‌ی فرآوری شامل دو بخش هزینه‌های جاری و هزینه‌های سرمایه‌ای است. کنسانتره مورد نیاز برای بازار مصرف کنسانتره با عیار آهن ۶۸ درصد و گوگرد کمتر از ۰/۵ درصد است که باید این عیارها در خوراک خروجی کارخانه سنجش و ارزیابی شود (امورمهندسی طرح‌سنگان، ۱۳۸۳). با توجه به در دست نبودن اطلاعات مربوط به آنومالی مورد مطالعه و عدم تاسیس خط پایلوت در زمان حاضر، از اطلاعات معدن آهن گل‌گهر سیرجان در این قسمت برای شبیه‌سازی استفاده می‌شود. برای خط فرآوری این معدن، به‌ازای تولید کنسانتره از هر تن ماده معدنی با ویژگی‌های مطلوب ۱۲/۹۴۲ دلار، هزینه می‌شود.

#### ۳-۲-۲-۴- پارامترهای اقتصادی دیگر

دیگر پارامترهای اقتصادی شامل نرخ ارز معادل ۹۳۰۰ ریال و قیمت فروش هر تن کنسانتره محتوی ۶۸ درصد آهن محصول ۱۰۷/۵ دلار بر تن می‌باشد.

#### ۳-۲-۴- محاسبه‌ی ارزش بلوک‌ها

برای محاسبه ارزش بلوک‌ها، از رابطه ۱-۴ استفاده شده است. براساس این رابطه و عیار حدی که تنها برای محاسبات دستی معتبر است، مرز بین بلوک‌های باطله و ماده معدنی مشخص می‌شود. این عیار تعیین کننده حدی است که مقصد بعدی بلوک‌های استخراجی را معین می‌کند. این مقصد در مورد آنومالی A سنگان، می‌تواند سیکل خردایش یا دپوی باطله باشد.

$EBV = (I - C) \times W_B$		رابطه ۱-۴
$EBV = [(R_w \times R_E \times \frac{g_o}{g_c} \times P) - (C_E + C_P)] \times W_B$	$g_o \geq g_{Cutoff}$	رابطه ۲-۴
$EBV = -(C_E) \times W_B$	$g_o < g_{Cutoff}$	رابطه ۳-۴

که در این روابط:

$EBV$ : ارزش اقتصادی هر بلوک

$I$ : درآمد حاصل از هر بلوک

$C$ : جمع هزینه‌های مربوط به استخراج و فرآوری هر بلوک

$P$ : قیمت فروش

$W_B$ : تناژ مربوط به هر بلوک (اعم از ماده معدنی یا باطله)

$g_o$ : عیار کانسنگ استخراجی

$g_{Cutoff}$ : عیار حد طراحی

$g_c$ : عیار کنسانتره

$R_w$ : ضریب بازیابی وزنی عملیات فرآوری

$R_E$ : ضریب بازیابی عملیات استخراج

$C_E$ : هزینه‌های استخراج (مربوط به بلوک‌های ماده معدنی یا باطله)

$C_P$ : هزینه‌های مربوط به فرآوری بلوک‌های ماده معدنی

برای محاسبه عیار حد، به کمک رابطه ۴-۲، با فرضیات زیر خواهیم داشت:

بازیابی وزنی فرآوری: ۵۰٪

راندمان عملیات استخراج: ۹۵٪

هزینه‌ی استخراج هر تن ماده معدنی: ۳/۸۸۶ دلار

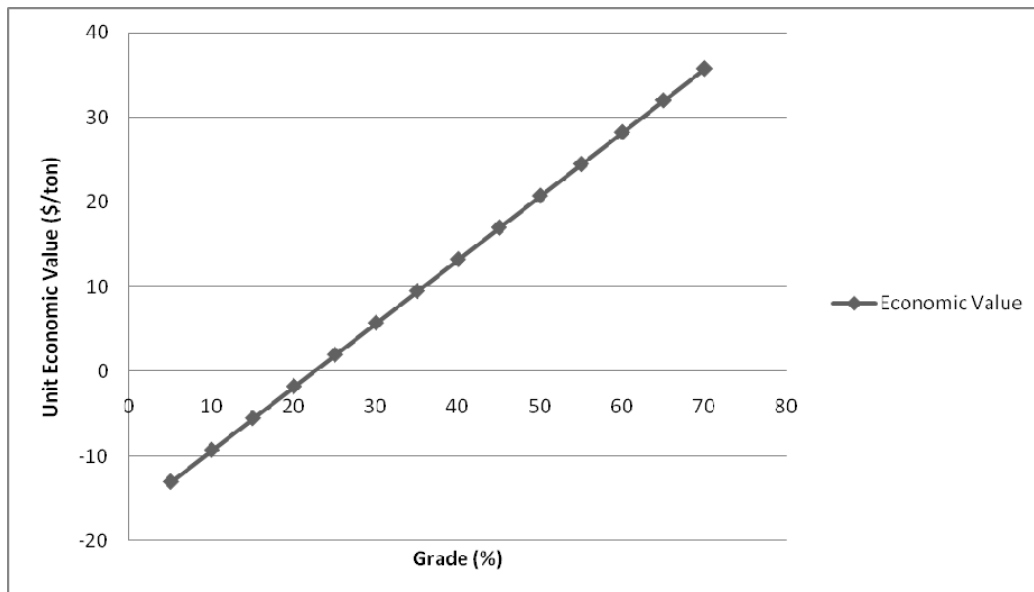
هزینه‌ی فرآوری هر تن ماده معدنی: ۱۲/۹۴۲

درآمد حاصل از فروش هر تن کنسانتره ۶۸٪: ۱۰۷/۵۳ دلار

$$EBV = [(R_w \times R_E \times \frac{g_o}{g_c} \times P) - (C_E + C_P)] \times W_B \rightarrow EBV = 0$$

$$0.5 \times 0.95 \times \frac{g_{Cutoff}}{0.68} \times 107.53 = 12.942 + 3.886 \Rightarrow g_{Cutoff} = 22.4\%$$

در شکل ۴-۲، نمودار ارزش واحد اقتصادی بلوک‌های حاوی ماده معدنی بر حسب عیار نشان داده شده است. نقطه تلاقی این نمودار با محور عیار برابر با مقدار عددی عیار حد طراحی خواهد بود. برای بلوک‌هایی که دارای عیار پایین‌تر از عیار حد می‌باشند، هزینه معدن‌کاری باطله منظور خواهد شد.



شکل ۴-۱- نمودار ارزش واحد اقتصادی بلوک‌های حاوی آهن بر حسب عیار

اکنون با مشخص شدن عیار حد طراحی و فیلترینگ داده‌های بزرگ تر از این عیار، به کمک رابطه ۴-۲ ارزش واحد اقتصادی بلوک‌های ماده معدنی مشخص می‌شود. ارزش واحد به دست آمده در مرحله‌ی بعدی در تناژ هر بلوک ماده معدنی به صورت مجزا ضرب شده تا ارزش نهایی هر بلوک ماده معدنی به دست آید. برای بلوک‌های کمتر از عیار حد، یا بلوک‌های باطله، به کمک رابطه‌ی ۴-۳، هزینه‌ی استخراج مربوطه به دست خواهد آمد. ضمناً با توجه به مشخص نبودن موقعیت بلوک‌های هوا در این مرحله، نمی‌توان در مورد آن‌ها نظری داد. این بلوک‌ها پس از تنظیم بلوک‌های باطله و ماده‌ی معدنی در مقاطع، مشخص شده و ارزش صفر برای آن‌ها در مدل‌ها، درج خواهد شد. جدول ۴-۳، بخشی از مدل اقتصادی تهیه شده در Excel را نمایش می‌دهد.

جدول ۴-۳- بخشی از مدل اقتصادی تهیه شده در نرم‌افزار Excel

PID	XC	YC	ZC	TONNAGE	Fe	VALUE
5753	262970.5	3818812	1287.5	53572.8078	29.34764	343052.9
5754	262970.5	3818812	1312.5	56424.2371	35.47152	634518.4
5755	262970.5	3818812	1337.5	49502.9106	20.60692	-25127.3
5756	262970.5	3818812	1362.5	54016.4679	30.30047	386588.7
5757	262970.5	3818812	1387.5	51604.962	25.1214	158009
5758	262970.5	3818812	1412.5	45505.4524	12.02178	-141294
5759	262970.5	3818812	1437.5	45144.2606	11.24606	-140173
5760	262970.5	3818812	1462.5	47119.67	15.48855	-146307

اکنون به کمک فیلترینگ داده‌ها در جهت عمود بر امتداد کانسار (عمود بر مقاطع ترسیم شده در فصل سوم) مقاطع قائم در صفحه‌ی  $XZ$  با ثابت نگه داشتن مقدار  $Y$  ساخته می‌شوند. الگوریتم ابتکاری مورد نظر برای تعیین محدوده‌ی بهینه نهایی، بر روی مقاطع قائم این مدل اجرا خواهند شد. نمونه‌ای از این مقاطع در شکل ۴-۳ نشان داده شده است.

0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0
-123914	0	0	0	-123914	0	0	0
-123914	-123914	-123914	-123914	-123914	-123914	-123914	0
131234.4	448759.9	1019693	932051.2	988763	752744	369071.8	-123914
573507.9	824711.1	1224131	1403156	1277260	1151044	520190.1	604042.7
874294.8	965663.1	1164255	1309859	1210584	1203533	781807.2	868115.7
63650.01	233889.1	688669	662383	763194.5	803800.8	771746.7	726962.1
-145504	-145726	-141170	-25594.4	107404.1	632441.3	266813.5	312569.8
-134738	-135835	-140489	-145109	-152402	222832.2	-140599	-139981
-131605	-130967	33685.3	182380.4	228523.2	240179.9	-135952	-133803
-132435	-132619	-146958	-148883	-48229.8	-150156	-136567	-139157

شکل ۴-۳- نمونه‌ای از مدل بلوکی اقتصادی در مقطع  $Y=3818262$

#### ۴-۳- تعیین محدوده بهینه نهایی

برای یافتن محدوده بهینه نهایی، از روش‌های سه بعدی در این بخش استفاده می‌شود. این روش‌ها شامل مخروط شناور سه بعدی که ابتکاری است و دیگری گراف تئوری لرج - گروسمن که اثبات شده همواره دارای پاسخ بهینه است. مدل‌سازی این کانسار آهن عدسی شکل، این امکان را به طراح می‌دهد تا ارزیابی از نتایج حاصل از این دو الگوریتم، بر روی این دسته از کانسارها داشته باشد. الگوریتم مخروط شناور، با توجه به ماهیت ابتکاری خود، در صورت قابل قبول بودن نتایج حاصل از اجرای آن، به طور گسترده‌ای قابلیت اجرا را در مدل‌های مشابه با شرایط مدل ساخته شده، خواهد داشت.

#### ۴-۳-۱- تعیین محدوده بهینه نهایی آنومالی A سنگان به روش گراف تئوری لرچ - گروسمن

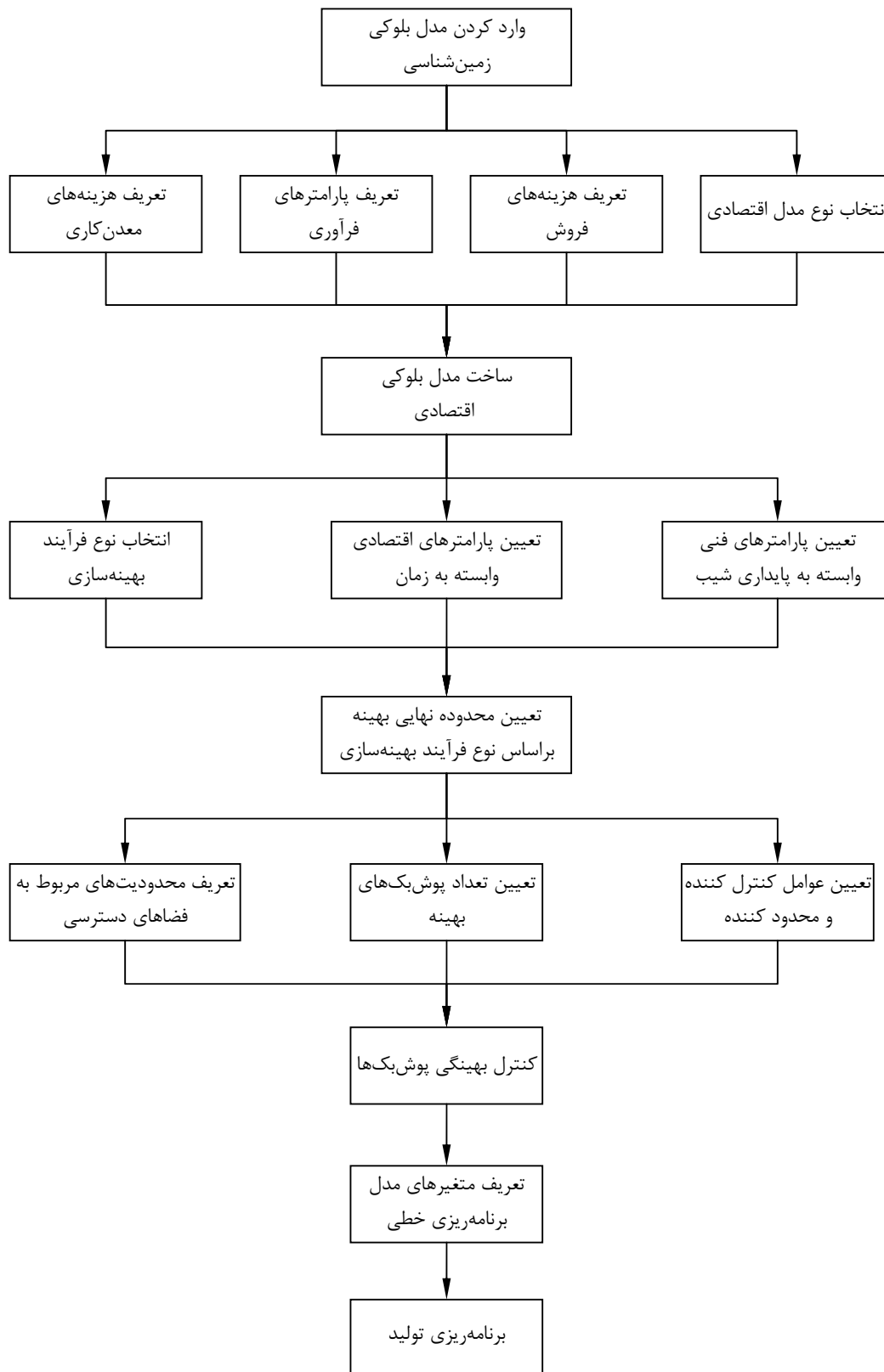
الگوریتم تئوری گراف لرچ - گروسمن، از نظر ریاضی قابل اثبات است و همیشه جواب بهینه را در فضای سه بعدی می‌دهد. در این الگوریتم، مساله تعیین محدوده بهینه نهایی، تبدیل به مساله پیدا کردن زیرنموداری با بیشترین وزن می‌شود که محدودیت‌های استخراج و شیب دیواره پیت در آن رعایت شده باشند (Learchs et. al. 1965).

در این رابطه، از معتبرترین نرم‌افزارهایی که بر پایه الگوریتم مذکور توسعه داده شده‌اند می‌توان به NPV Scheduler (NPVS) اشاره کرد. این نرم افزار قادر به تعیین حد نهایی گسترش پیت معدن به روش لرچ و گروسمن و برنامه‌ریزی تولید با استفاده از الگوریتم برنامه‌ریزی پویا می‌باشد.

مهمترین پارامترهای ورودی برای استفاده در NPVS علاوه بر مدل بلوکی، پارامترهای فنی و اقتصادی است. پارامترهای اقتصادی بر خلاف پارامترهای فنی بسیار متغیر بوده و با گذشت زمان دستخوش تغییر می‌شوند و به همین دلیل با تغییر آن‌ها باید بسیاری از عملیات طراحی را مجدداً انجام داد. به طور خلاصه عملیات بهینه سازی در نرم افزار NPVS، طی مراحل مطابق شکل ۴-۷ انجام می‌پذیرد.

مدل بلوکی زمین‌شناسی به عنوان داده‌ی اولیه برای محاسبه مدل اقتصادی وارد نرم‌افزار می‌شود. مدل زمین‌شناسی حاوی اطلاعاتی نظیر عیار ماده‌ی معدنی، عیار سایر مواد معدنی همراه، وزن مخصوص هر بلوک، نوع بلوک (باطله یا ماده معدنی) می‌باشد. مدل بلوکی اقتصادی کانسار بر مبنای مدل زمین‌شناسی ساخته می‌شود. در این مرحله بایستی داده‌های مورد نیاز نظیر قیمت فروش، هزینه‌های تولید و درصدهای بازیابی وارد نرم افزار شود.

پس از تعیین مدل اقتصادی، نرم افزار داده‌های مربوط به شکل هندسی پیت مانند شیب نهایی و محدوده‌های پیت را دریافت کرده و بر مبنای اهدافی که باید بهینه شوند پیت نهایی را با استفاده از الگوریتم لرچ - گروسمن تعیین می‌کند. سایر بخش‌ها مربوط به اهداف برنامه‌ریزی تولید می‌شود که در جای خود در بخش‌های بعدی، توضیح داده خواهد شد.



شکل ۴-۷- روند نمای عملکرد نرم‌افزار NPVS



#### ۴-۳-۱-۱- ارسال مدل بلوکی به نرم افزار

مدل بلوکی کانسار همانطوری که در فصل سوم آورده شده در نرم افزار Datamine تهیه شد. نرم افزار NPVS در صفحه‌ی گزارش خود پس از ورود مدل بلوکی عیاری، اطلاعاتی مشابه با آنچه در جدول ۴-۶ آورده شده، نظیر تعداد بلوک‌های ورودی، ابعاد و تعداد بلوک‌ها در هر جهت مختصاتی، نقطه مختصاتی مرجع، متوسط عیار عناصر موجود در بلوک مدل و واحدهای سنجش ارزش را نمایش خواهد داد.

#### ۴-۳-۱-۲- تهیه مدل اقتصادی کانسار

با اعمال تنظیمات اقتصادی در NPVS، مدل بلوکی اقتصادی تولید می‌شود. در این مدل برای هر بلوک یک ارزش خالص تعیین می‌شود که این ارزش، مجموع ارزش مواد درون آن است که پس از محاسبه، ارزش بلوک‌های کانسنگ مثبت، باطله منفی و هوا صفر خواهد بود. در بخش تولید مدل اقتصادی نرم افزار NPVS، امکان مدل سازی چندین نوع سنگ، به همراه چندین نوع محصول، چند روش فرآوری و بازیابی فرآوری متغیر وجود دارد. در صورتی که هزینه و بازیابی فرآوری ماده معدنی تابع عیار عناصر درون آن باشد، می‌توان برای آن رابطه‌ی ریاضی تعریف کرد. همچنین در این بخش امکان تعریف پله‌ی مرجع و فاکتورهای موقعیتی تطبیق هزینه‌ی معدن کاری و فرآوری به صورت مرحله‌ای پیش بینی شده است.

#### ۴-۳-۱-۳- نحوه اعمال هزینه‌ها در نرم افزار NPVS

نرم افزار NPVS تمام هزینه‌های وارد شده را برای بلوک ویژه‌ای تحت عنوان بلوک مرجع در نظر می‌گیرد این بلوک معمولاً در تراز معادل سنگ شکن در خروجی معدن قرار دارد، اما می‌توان آن را در هر نقطه دیگر معدن نیز تعریف کرد (Earthwork, 1999).

جدول ۴-۶- صفحه‌ی گزارش مدل ورودی

Datamine block model, 1943508 records	
FILE CREATED BY SYSTEM USING PROMOD	
Input Model Statistics	
Model Dimensions: nX=137 nY=140 nZ=70	
Block Dimensions: X=10.00 Y=10.00 Z=10.00	
Model Origin: X=262810.00 Y=3817949.00 Z=1100.00	
Number of cells read: 1,053,699	
Number of subcells read: 1,943,508	
Field assignments	Units
Density DENSITY	Rock tonnes
Rock types ZONE	Volume cu.m
Product Fe (percentage grade)	Fe tonnes
Attribute FeO (percentage grade)	FeO tonnes
Attribute P (percentage grade)	P tonnes
Attribute S (percentage grade)	S tonnes
Data check: products and attributes	
Fe	found in 299861 records; average grade: 33.752 %
FeO	found in 299855 records; average grade: 18.823 %
P	found in 50042 records; average grade: 0.165 %
S	found in 37380 records; average grade: 0.374 %

هزینه معدن کاری بازای واحد تناژ این بلوک، هزینه‌ی معدن کاری مرجع نامیده می‌شود. این هزینه معمولاً برای یک تن خاک یا باطله محاسبه می‌شود. هزینه‌ی معدن کاری سنگ مشخصی در بلوک مرجع، با اعمال فاکتور تطبیق هزینه معدن کاری آن نوع در هزینه‌ی معدن کاری مرجع بدست می‌دهد. وقتی یک نوع سنگ به عنوان کانسنگ استخراج می‌شود، به خردایش دقیق‌تری نیاز دارد. همچنین

بارگیری و باربری آن به تجهیزات پر هزینه‌تری نسبت به باطله نیاز خواهد داشت. این اضافه هزینه‌ی معدن‌کاری کانسنگ نسبت به باطله، باید در هزینه‌ی فرآوری هر تن کانسنگ منظور شود. معمولاً سعی می‌شود بین ظرفیت بخش‌های مختلف تولید، تعادل برقرار شود. ولی غالباً ظرفیت یکی از بخش‌های معدن، کارخانه و یا فروش عامل محدود کننده‌ی تولید و تحمیل کننده‌ی عمر معدن است. در پروژه‌ی حاضر، عامل محدود کننده ظرفیت استخراج سالانه مورد نظر برای استخراج کانسنگ یعنی ۳/۵ میلیون تن در سال، در نظر گرفته می‌شود. همانطور که قبلاً نیز اشاره شد، پارامترهای تاثیرگذار در تعیین محدوده‌ی بهینه نهایی به دو دسته‌ی پارامترهای فنی و پارامترهای اقتصادی تقسیم‌بندی می‌شوند. شرح این پارامترها برای معدن A سنگان، در ادامه آورده شده است.

#### ۴-۳-۱-۴- پارامترهای فنی

پارامترهای فنی مورد نیاز بدین شرح اند:

#### ۴-۳-۱-۴-۱- هندسه پله

##### الف- ارتفاع پله

عامل اصلی در تعیین هندسه پله، انتخاب ارتفاع پله می باشد، زیرا بقیه ابعاد پله به طور مستقیم از آن تبعیت می‌کنند. در حال حاضر ارتفاع پله در معادن روباز بین ۴ تا ۲۰ متر متغیر است و این مقدار در معادن روباز فلزی و بزرگ بین ۱۲ تا ۱۵ متر می باشد (اصانلو، ۱۳۸۴). انتخاب ارتفاع پله به عوامل متعددی بستگی دارد که مهمترین آنها عبارتند از (خالوکاکایی، ۱۳۸۶):

- ارتفاع برداشت سیستم بارگیری
- جنس سنگ و میزان پایداری آن
- مشخصات ذخیره مثل کمیت، عیار، توزیع عیار و ارزش آن
- سیاست گذاری در امر تولید
- میزان تولید روزانه، ماهانه و سالانه
- نیاز به معدن‌کاری انتخابی
- بازیابی معدن‌کاری و میزان ترقیق ماده معدنی

در نظر گرفتن ارتفاع پله بیشتر موجب کاهش هزینه‌ی واحد وزن مواد استخراجی می‌شود. از سوی دیگر با افزایش ارتفاع پله، بازیابی معدن‌کاری کاهش و اختلاط باطله با ماده معدنی افزایش می‌یابد. این دو عامل موجب کاهش درآمد خواهند شد. با توجه به عوامل ذکر شده، نیاز به میزان تولید بالا، پایداری مناسب پله‌های ۱۲/۵ متری در این معدن، این ارتفاع مناسب تشخیص داده شد اما با توجه به محدودیت‌های موجود در واردات ماشین‌آلات صنعتی، تنها استفاده از تراک‌های ۹۰ تنی مقدور بوده و ارتفاع مناسب برای بارکننده‌های آن‌ها، حداکثر ۱۰ متر در نظر گرفته می‌شود. از این رو، از همین ارتفاع به عنوان توصیف‌کننده ارتفاع پله‌ها، استفاده می‌شود.

#### ب- شیب پله

شیب پله بر اساس پارامترهایی همچون خصوصیات ژئومکانیکی و جنس سنگ به دست می‌آید. در غالب معادن روباز شیب پله‌ها در ماده معدنی بین ۵۵ تا ۸۰ درجه متغیر است. در شرایط معمولی و برای شروع کار شیب ۶۰ تا ۷۰ درجه توصیه می‌شود. بر اساس مطالعات ژئومکانیکی صورت گرفته توسط شرکت استرالیایی BHP Eng. شیب پایدار پله‌ها در این معدن ۷۰ درجه تعیین شده است.

#### ۴-۳-۱-۴-۱- شیب دیواره معدن

بر مبنای مطالعات انجام شده توسط مشاور استرالیایی معدن سنگان، شیب دیواره معدن در چهار جبهه مختلف، از ۴۱ تا ۴۸ درجه تغییر می‌کند. براساس مذاکرات انجام شده با دفتر طرح و مشاوران پروژه، شیب دیواره در مراحل مختلف طراحی به طور متوسط معادل ۴۵ درجه در نظر گرفته می‌شود.

#### ۴-۳-۱-۵- ترقیق و بازیابی معدن‌کاری و فرآوری

میزان ترقیق و بازیابی معدن‌کاری به ترتیب ۲ و ۹۵ درصد در نظر گرفته شده است. میزان بازیابی وزنی نیز برای عملیات فرآوری ۵۰ درصد در نظر گرفته می‌شود. لازم به توضیح است که در زمان انجام این پروژه، هنوز خط پایلوتی برای ارزیابی میزان بازیابی وزنی سنگ آهن خروجی از آنومالی A معدن سنگ آهن سنگان احداث نشده است. به همین دلیل از اطلاعات موجود در آنومالی B سنگان - که نزدیک‌ترین آنومالی موجود در منطقه، به آنومالی A است- استفاده می‌شود.

#### ۴-۳-۱-۶- برنامه زمانی استخراج

برنامه کاری معدن با توجه به تعطیلات رسمی در سال و ۵ روز تعطیلی در اثر عوامل پیش‌بینی نشده‌ای همچون شرایط بد آب و هوایی و بروز سانحه در معدن ۳۱۵ روز کاری در نظر گرفته شده است. هر روز شامل ۳ شیفت با ۸ ساعت کار می‌باشد. بدین ترتیب تعداد ساعات کاری مفید سالانه با اعمال ضرایب مربوطه ۳۹۰۰ ساعت با ضریب دسترسی مکانیکی ۷۵٪ برای ماشین‌آلات می‌باشد.

#### ۴-۳-۱-۷- پارامترهای اقتصادی

##### الف- هزینه‌های بخش معدن

هزینه‌های عملیاتی در بخش معدن هزینه‌هایی هستند که مستقیماً برای تولید یک تن کانسنگ و یا باطله صرف می‌شوند. این هزینه‌ها شامل هزینه‌های چالزنی، آتشباری، بارگیری و باربری می‌باشند که برای ماده‌ی معدنی و باطله به شرح زیر در نظر گرفته شده‌اند. علاوه بر هزینه‌های عملیاتی، هزینه‌های دیگری نظیر هزینه‌های سرمایه‌ای و هزینه‌های جاری نیز تعریف می‌شوند که این هزینه‌ها نیز بر میزان گسترش محدوده‌ی نهایی معدن کاری روباز، موثرند. این هزینه‌ها، در جدول ۴-۲، خلاصه شده‌اند.

##### ب- ضرایب تصحیح هزینه‌های معدن کاری

این ضرایب برای تصحیح هزینه پایه معدن کاری به هزینه استخراج یک تن کانسنگ یا باطله می‌باشد و از تقسیم هزینه معدن کاری کانسنگ یا باطله به هزینه پایه بدست می‌آیند و بنابراین با توجه آنچه که گفته شد، این ضرایب، به ترتیب برای کانسنگ و باطله ۱/۴۳۵ و ۱/۱۵۹ به دست خواهد آمد.

##### ج- هزینه‌های فرآوری

هزینه‌ی فرآوری شامل دو بخش هزینه‌های جاری و هزینه‌های سرمایه‌ای است. با توجه به در دست نبودن اطلاعات مربوط به آنومالی مورد مطالعه، از اطلاعات معدن گل‌گهر سیرجان در این قسمت برای شبیه‌سازی استفاده می‌شود. برای خط فرآوری این معدن، بازای تولید هر تن کنسانتره با ویژگی‌های مطلوب ۱۲/۹۴۲ دلار، هزینه می‌شود.

#### د- فرضیات اقتصادی دیگر

دیگر پارامترهای اقتصادی شامل نرخ ارز، نرخ تنزیل سالیانه، میزان افزایش هزینه‌ی معدن‌کاری و فرآوری به ازای پیشروی به عمق و قیمت محصول می‌باشند که به صورت زیر در نظر گرفته شده‌اند:

- نرخ دلار معادل ۹۳۰۰ ریال
- نرخ تنزیل سالیانه ۵ درصد (با توجه به ثابت در نظر گرفتن قیمت فروش و هزینه‌ها)
- میزان افزایش هزینه معدن‌کاری به ازای هرپله پیشروی به عمق برای استخراج سنگ ۳۵۲ ریال بر تن. در ازای پیشروی به عمق افزایش هزینه‌ی برای بخش فرآوری در نظر گرفته نشده است.
- محصول به صورت کنسانتره با عیار ۶۸ درصد و قیمت ۱۰۰۰۰۰۰ ریال بر تن عرضه می‌شود.

اکنون بر اساس پارامترهای اقتصادی تعریف شده، پس از ساخت، مدل اقتصادی حاصل، حاوی ۶۴۹۹۸ بلوک ماده معدنی معادل ۱۷۷/۱۵۹/۳۸۰ تن سنگ آهن، با عیار متوسط ۳۳/۷۵۲٪ و ۹۸۸۷۰۱ بلوک باطله معادل ۲/۶۵۲/۸۸۹/۶۰۲ تن خواهد بود که ارزش تمامی بلوک‌های ماده معدنی، بدون احتساب هزینه‌ی استخراج و باطله برداری بلوک‌های باطله فوقانی، معادل ۱/۶۷۸ میلیارد دلار، خواهد شد.

#### ۴-۳-۱-۸- پیت بهینه

پس از ایجاد مدل بلوکی اقتصادی، عملیات بهینه‌سازی پیت میسر خواهد بود. این عملیات در قسمت محدوده نهایی این نرم افزار انجام می‌شود. در این نرم افزار پیت بهینه که همان اقتصادی‌ترین پیت با بالاترین سود حاصله می‌باشد توسط الگوریتم لرج و گرسمن تعیین می‌شود. در این نرم افزار از مفاهیم زیر در ارتباط با بهینه‌سازی پیت استفاده می‌شود (Earthwork, 1999):

پیت نهایی: نرم افزار NPVS با استفاده از الگوریتم بهینه‌سازی لرج و گروسمن پوسته‌های لانه‌ای را تولید می‌کند. هر کدام از این پوسته‌ها برای تنظیمات اقتصادی مربوطه و پارامترهای پایداری شیب تعریف شده، دارای بیشترین ارزش کل تنزیل نشده هستند. اصطلاح پیت نهایی در واقع به بزرگترین پوسته گفته می‌شود.

فازها : اولویت استخراج پوسته‌های لانه‌ای در NPVS فاز نامیده شده و با توجه به یک پارامتر اقتصادی نظیر ارزش خالص بلوک، قیمت فروش و یا هزینه‌ی معدن‌کاری تولید می‌شود. از فازها در محاسبه اولویت استخراج بهینه بر اساس بیشینه ارزش فعلی و تحلیل حساسیت استفاده می‌شود. اولویت استخراج: پس از تولید پیت نهایی، ترتیب استخراج بلوک به بلوک مواد درون آن برای دستیابی به بیشترین NPV و یا تولید محصول همگن در هر مرحله، محاسبه می‌شود. در اثر استخراج بلوک‌ها با ترتیب مشخص شده در اولویت، طیفی از پیت‌های لانه‌ای به دست می‌آید که هر یک با پیت بعدی فقط به اندازه یک بلوک اختلاف دارد و شیب پایدار پس از استخراج هر بلوک حفظ می‌شود. لازم به ذکر است پیت بهینه هیچ‌گاه بزرگتر از پیت نهایی حاصل از پارامترهای مالی پایه نخواهد بود.

محاسبه ارزش خالص فعلی: زمان متوسط استخراج یک بلوک برابر است با نسبت تناژ موادی که باید قبل از بلوک مورد نظر برداشت شوند به متوسط نرخ معدن‌کاری روزانه. لذا برای زمان بندی استخراج بلوک، باید ترتیب استخراج بخش‌های مختلف پیت در طول زمان مشخص شود. با تغییر اولویت ترتیب استخراج بلوک‌ها، NPV پیت تغییر خواهد کرد.

#### ۴-۳-۱-۸-۱- پارامترهای ورودی

به دست آوردن پیت بهینه، مستلزم تعیین مجموعه‌ای از پارامترهای فنی است. این پارامترها عبارتند از :

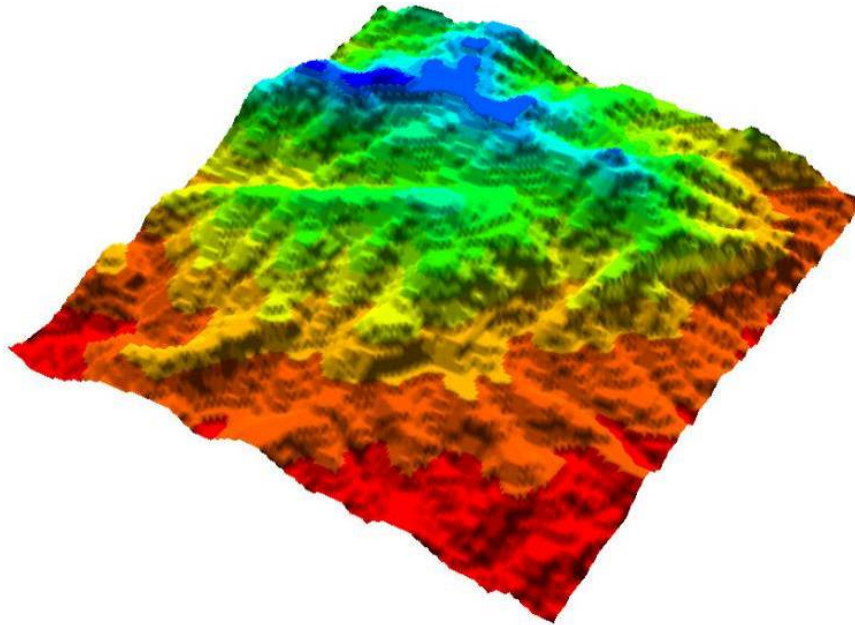
##### الف) تنظیمات پایداری شیب:

در این نرم افزار قابلیت تعریف زوایای شیب بر اساس جنس سنگ وجود ندارد اما امکان تعیین نواحی شیب مختلف در صفحه XY و جهت Z پیش‌بینی شده است. شیب پایدار دیواره‌ی کانسار، بر اساس مطالعات ژئوتکنیکی انجام شده در منطقه، از ۴۱ تا ۴۸ درجه متغیر است که هماهنگی‌های انجام شده با دفتر طرح، این مقدار به طور متوسط معادل ۴۵ درجه در نظر گرفته می‌شود.

##### ب) وارد کردن سطح توپوگرافی :

به دلیل اینکه در هنگام تولید مدل امکان وارد کردن توپوگرافی اولیه وجود ندارد و توپوگرافی ساخته شده توسط نرم‌افزار از دقت کافی برخوردار نیست، از توپوگرافی ساخته شده در نرم‌افزار

Datamine استفاده می‌شود، این توپوگرافی پس از ورود، جایگزین همه بلوک‌های قرار گرفته در سطح کانسار خواهد شد و سطوح نرم‌تری<sup>۱</sup> در همه‌ی مدل‌های ساخته شده، ارائه خواهد کرد.



شکل ۴-۸- توپوگرافی وارد شده به NPV از فایل نقطه‌ای Wireframe نرم‌افزار Datamine

(ج) پارامترهای محاسبه ارزش خالص فعلی

برای نیل به این هدف باید پارامترهای نرخ تنزیل سالیانه، نرخ متوسط تولید کانسنگ در دوره و طول دوره زمانی را تعیین کرد. بر اساس مطالب بیان شده در این فصل نرخ تنزیل سالیانه ۵ درصد، طول دوره زمانی ۳۱۵ روز و نرخ تولید کانسنگ ۳/۵ میلیون تن در سال تعریف شد.

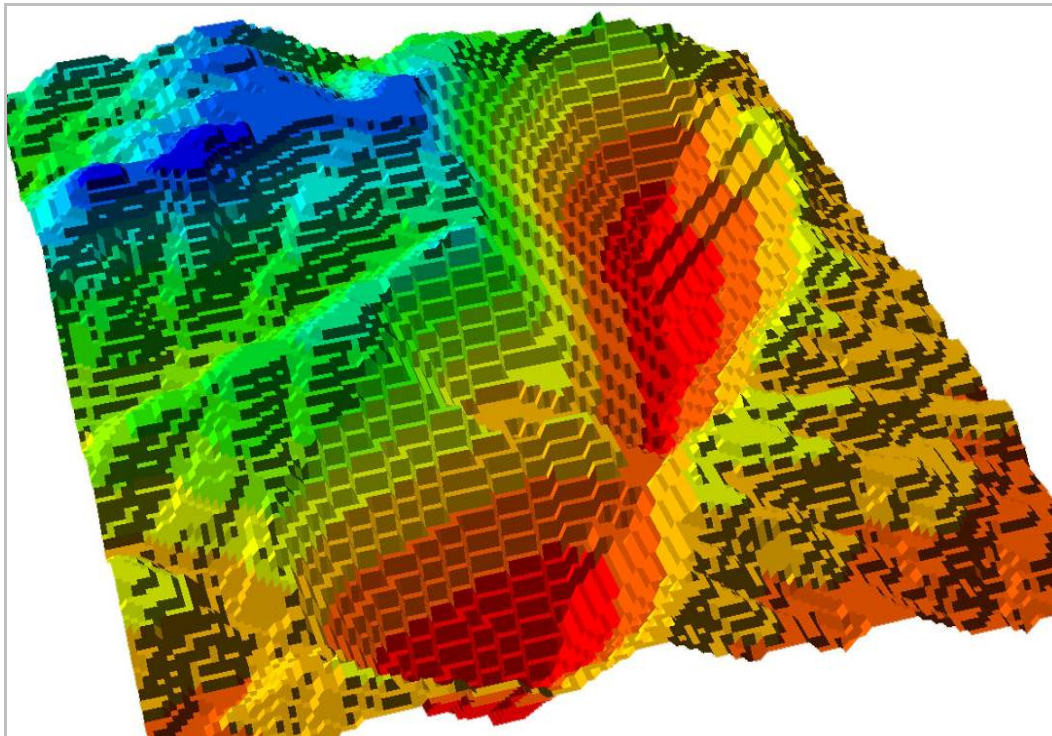
(د) ارزیابی پیت نهایی

اکنون پس از تنظیم اطلاعات ورودی، پیت نهایی دارای بیشترین ذخیره و تعداد ۸۵ پیت لانه‌ای به‌دست آمد که محدوده‌ی ترسیم شده در شکل ۴-۹، قابل مشاهده است. در این محدوده حدود ۱۲۷ میلیون تن کانسنگ، در طول ۳۷ سال با هزینه‌ی استخراج ۹۸۸ میلیون دلار و هزینه‌ی فرآوری ۱/۵۷۷ میلیارد دلار و با در نظر گرفتن ۱۶۰ میلیون تن باطله، سودی معادل ۸۸۹ میلیون دلار عاید مجموعه، خواهد کرد. فراوانی نمای سود و ارزش خالص به دست آمده بر این محدوده برای تمامی

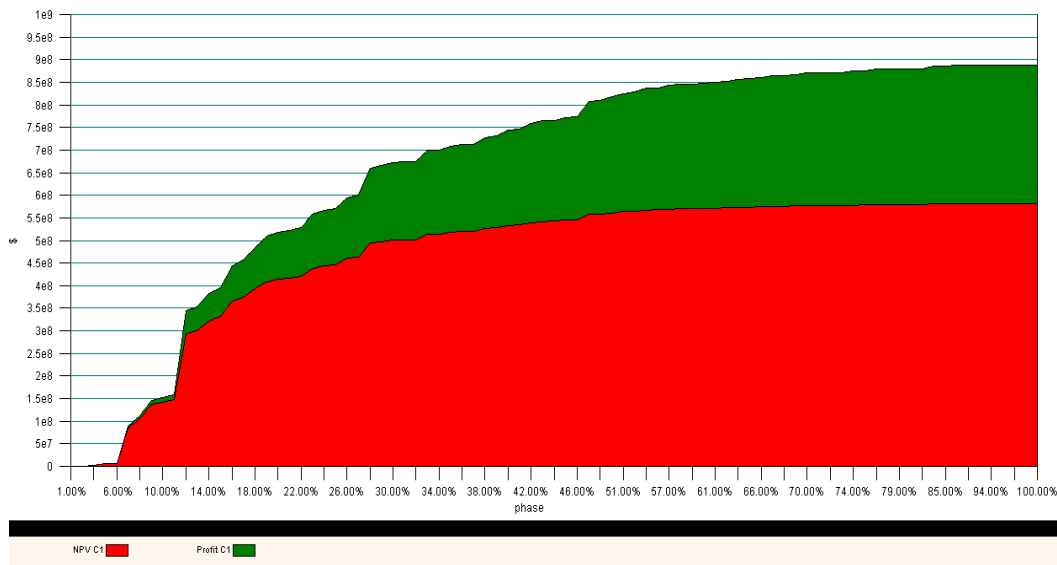
<sup>1</sup> Smooth



یک صد فاز استخراجی، به صورت تجمعی در شکل ۴-۱۰، ترسیم شده است.



شکل ۴-۹- محدوده نهایی آنومالی A معدن سنگ آهن سنگان

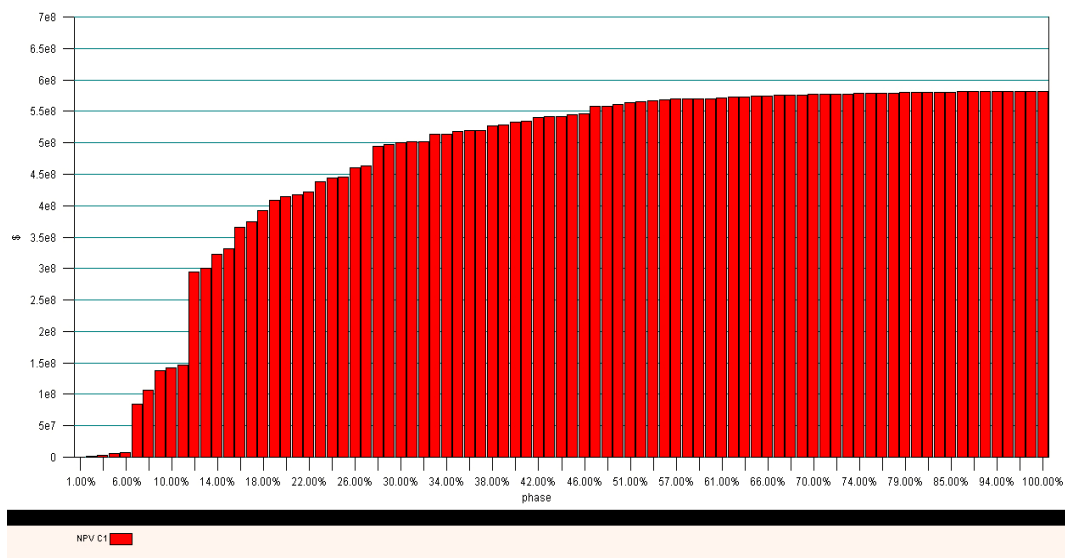


شکل ۴-۱۰- نمودار تجمعی سود و ارزش خالص فعلی بر روی محدوده نهایی

۴-۳-۱-۸-۲- تحلیل نتایج

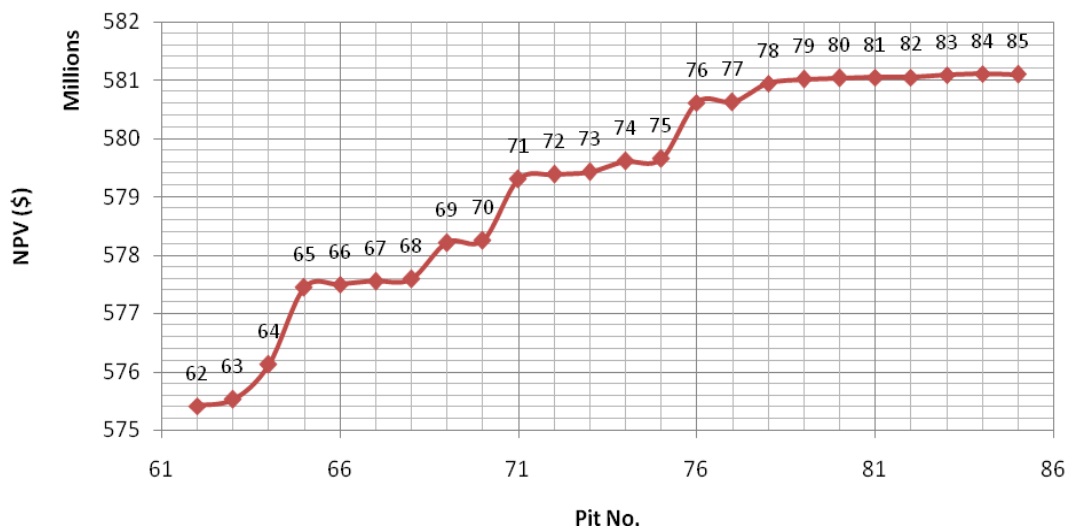
برای انتخاب پیت بهینه، از میان فازهای به دست آمده از نرم‌افزار، NPV به عنوان معیار اصلی مد نظر قرار گرفت و برای انتخاب دقیق و مطلوب‌تر از معیارهای نسبت باطله برداری (W/O)، نسبت NPV/Rock و نسبت NPV/Ore نیز استفاده شده است.

در شکل ۴-۱۱، روند افزایش NPV به صورت تجمعی ترسیم شده است. این روند شکل متغیر خود را تا فاز ۶۷ (معادل پیت لانه‌ای ۶۲) ادامه داده و پس از آن با یک روند خطی تقریباً ثابت، به طرف آخرین فاز میل می‌کند.



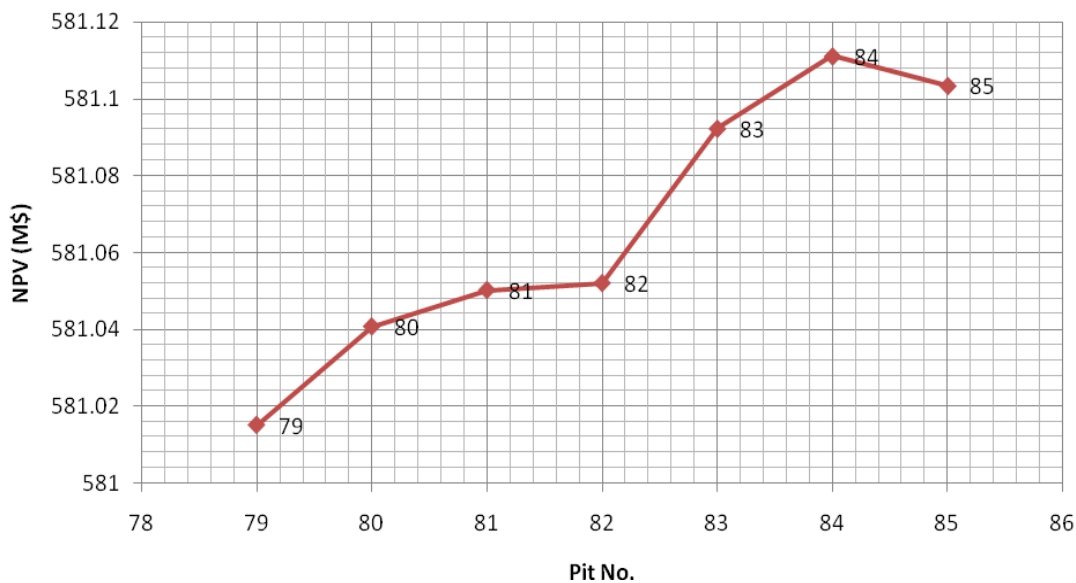
شکل ۴-۱۱- نمودار تجمعی برای پیت‌های لانه‌ای ساخته شده

برای تصمیم‌گیری بهتر، در مورد انتخاب پیت بهینه در داخل محدوده‌ی نهایی NPV تجمعی، در محدوده‌ی بین فاز شماره ۶۷ تا ۱۰۰ که معادل پیت‌های لانه‌ای ۶۲ تا ۸۵ می‌باشد، مجدداً ترسیم می‌شود (شکل ۴-۱۲). پس از ترسیم نمودار ارزش خالص فعلی بر حسب شماره پیت لانه‌ای، ملاحظه می‌شود که روند NPV تا پیت ۷۸ همچنان صعودی است. بنابراین نمودار NPV برای پیت‌های پس از پیت شماره ۷۸ دوباره ترسیم می‌شود. شکل ۴-۱۳ محدوده‌ی ترسیم شده مورد نظر را به صورت تجمعی، نشان می‌دهد. ملاحظه می‌شود که در این نمودار، پیت‌های ۸۳ تا ۸۵ به عنوان کاندیداهای آخرین پیت با ارزش خالص فعلی حداکثر، انتخاب می‌شوند. برای تصمیم‌گیری نهایی بین این پیت‌ها از نمودارهای مرتبط NPV با نسبت باطله‌برداری، کانسنگ و باطله استفاده می‌شود.



شکل ۴-۱۲- نمودار NPV تجمعی، برای پیت‌های ۶۲ تا ۸۵

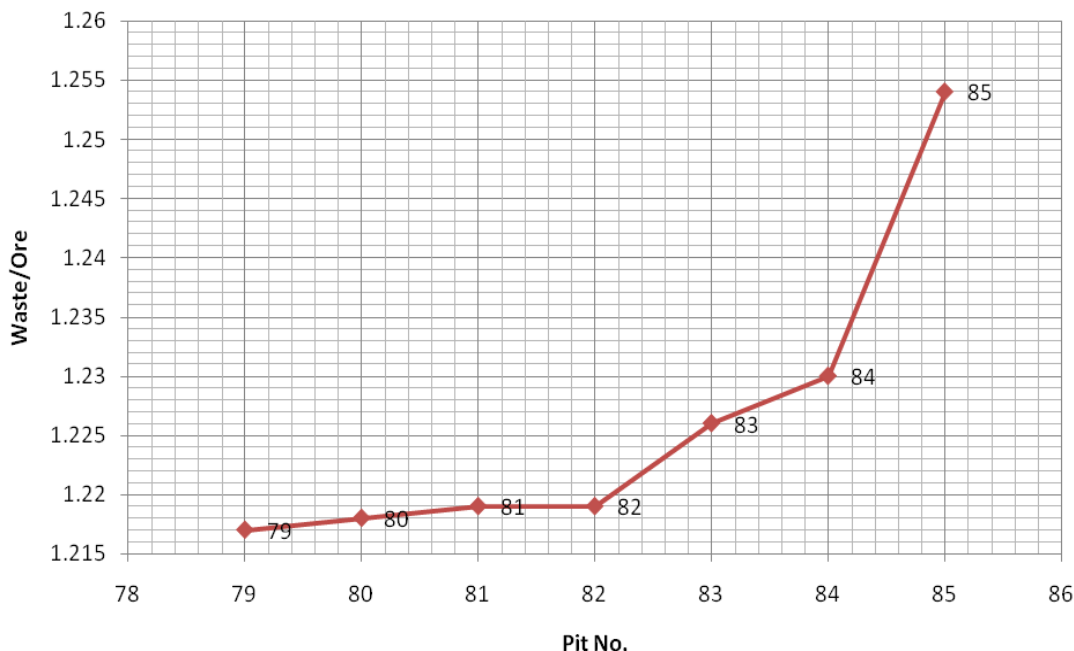
نمودار NPV برحسب شماره پیت لانه‌ای، برای پیت‌های ۷۹ تا ۸۵ در شکل ۴-۱۳ ترسیم شده است. در این نمودار روند صعودی NPV از پیت ۷۹ تا ۸۲ و ۸۲ تا ۸۵ در دو مسیر مختلف قابل ملاحظه است. در این دو مسیر، پیت‌های ۸۳ تا ۸۵ از NPV بالاتری نسبت به سایر پیت‌ها برخوردارند.



شکل ۴-۱۳- نمودار NPV تجمعی، برای پیت‌های ۷۹ تا ۸۵

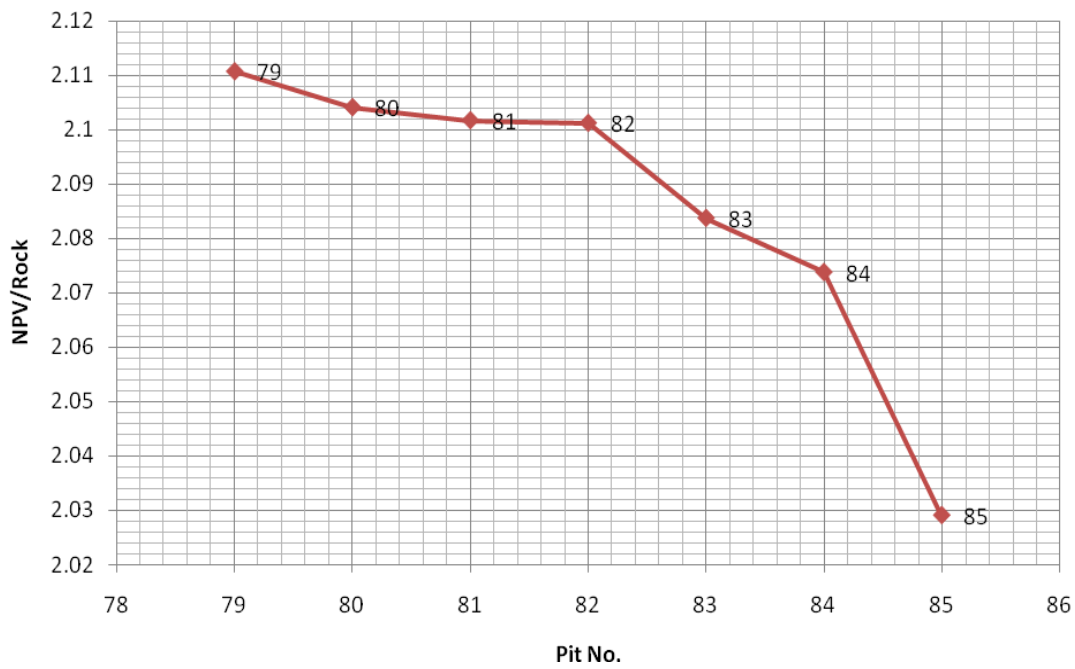
با مراجعه به نمودار نسبت باطله‌برداری کلی به شماره پیت لانه‌ای (شکل ۴-۱۴)، ملاحظه می‌شود

که بین پیت‌های ۸۲ تا ۸۵، منحنی نسبت باطله‌برداری روند صعودی خواهد داشت. بنابراین پیت‌های پایین‌تر از وضعیت بهتری از نظر نسبت باطله‌برداری برخوردار خواهند بود.

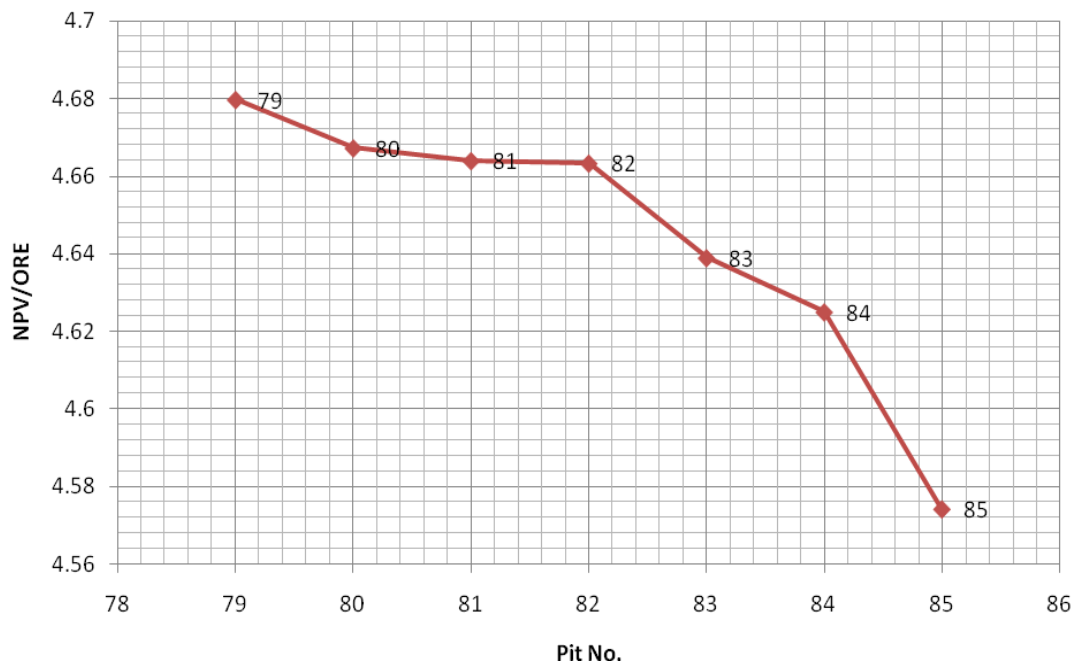


شکل ۴-۱۴- نمودار نسبت باطله‌برداری برای پیت‌های ۷۹ تا ۸۵

نمودارهای شکل ۴-۱۵ و ۴-۱۶ نیز به ترتیب مربوط به نسبت NPV به سنگ و کانسنگ هستند. ملاحظه می‌شود که هر دو نمودار مذکور، روند نزولی داشته و با توجه به مثبت بودن معیار سنجش در این دو نمودار، شماره پیت‌های پایین‌تر (کمتر) وضعیت بهتری نسبت به پیت‌های بالاتر بعدی خود خواهند داشت. بنابراین با توجه به اختلاف ناچیز NPV بین پیت‌های ۸۳ تا ۸۵ و نیز با توجه به مساعدتر بودن وضعیت پیت شماره ۸۳ در سایر موارد بررسی نسبت به سایر پیت‌های کاندید، این پیت به عنوان حد نهایی گسترش محدوده‌ی معدن در نظر گرفته می‌شود.



شکل ۴-۱۵- نمودار نسبت NPV/Rock برای پیت‌های ۷۹ تا ۸۵

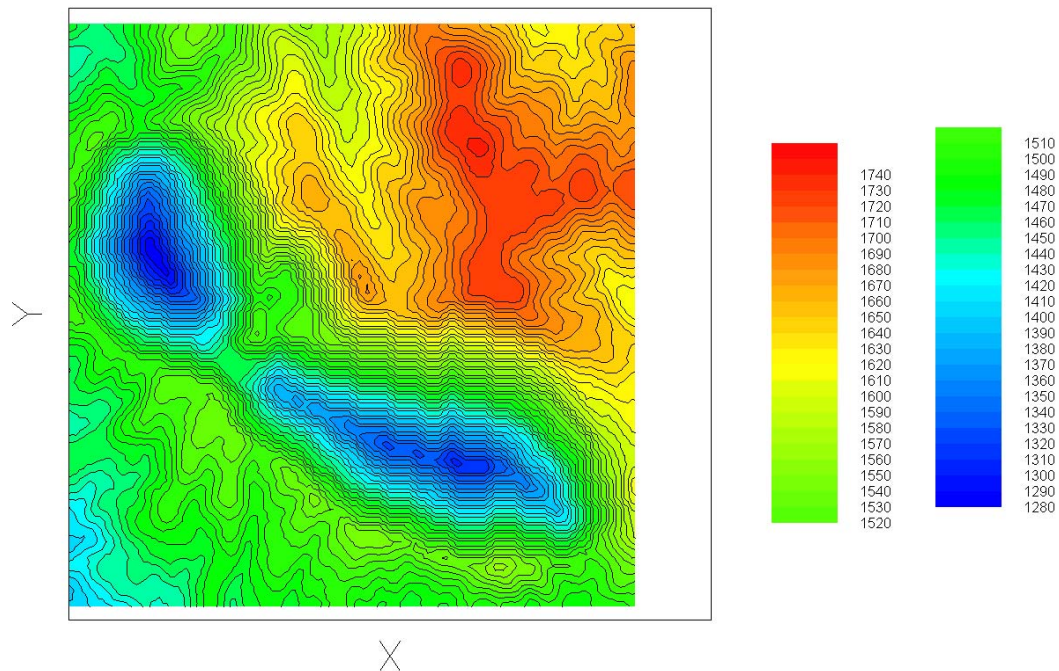


شکل ۴-۱۶- نمودار نسبت NPV/Ore برای پیت‌های ۷۹ تا ۸۵

بدین ترتیب، پیت شماره ۸۳، به عنوان پیت بهینه، یعنی آخرین فاز توسعه‌ای محدوده‌ی معدنی با حجمی معادل ۹۶٪ حجم پیت نهایی، به عنوان محدوده بهینه، مشخص می‌شود. جدول ۴-۷، مشخصات این پیت را نشان می‌دهد. محدوده‌ی بهینه‌ی نهایی، در شکل ۴-۱۷، نشان داده شده است.

جدول ۴-۷- مشخصات پیت بهینه از نرم‌افزار NPVS

پیت بهینه	تناژ کانسنگ (تن)	تناژ باطله (تن)	نسبت باطله‌برداری	سود (میلیون دلار)	NPV (میلیون دلار)
پیت ۸۳	۱۲۵/۲۶۴/۶۳۱	۱۵۳/۶۱۱/۰۷۱	۱/۲۲۶	۸۸۸	۵۸۱



شکل ۴-۱۷- محدوده‌ی بهینه‌ی نهایی (پیت شماره ۸۳)

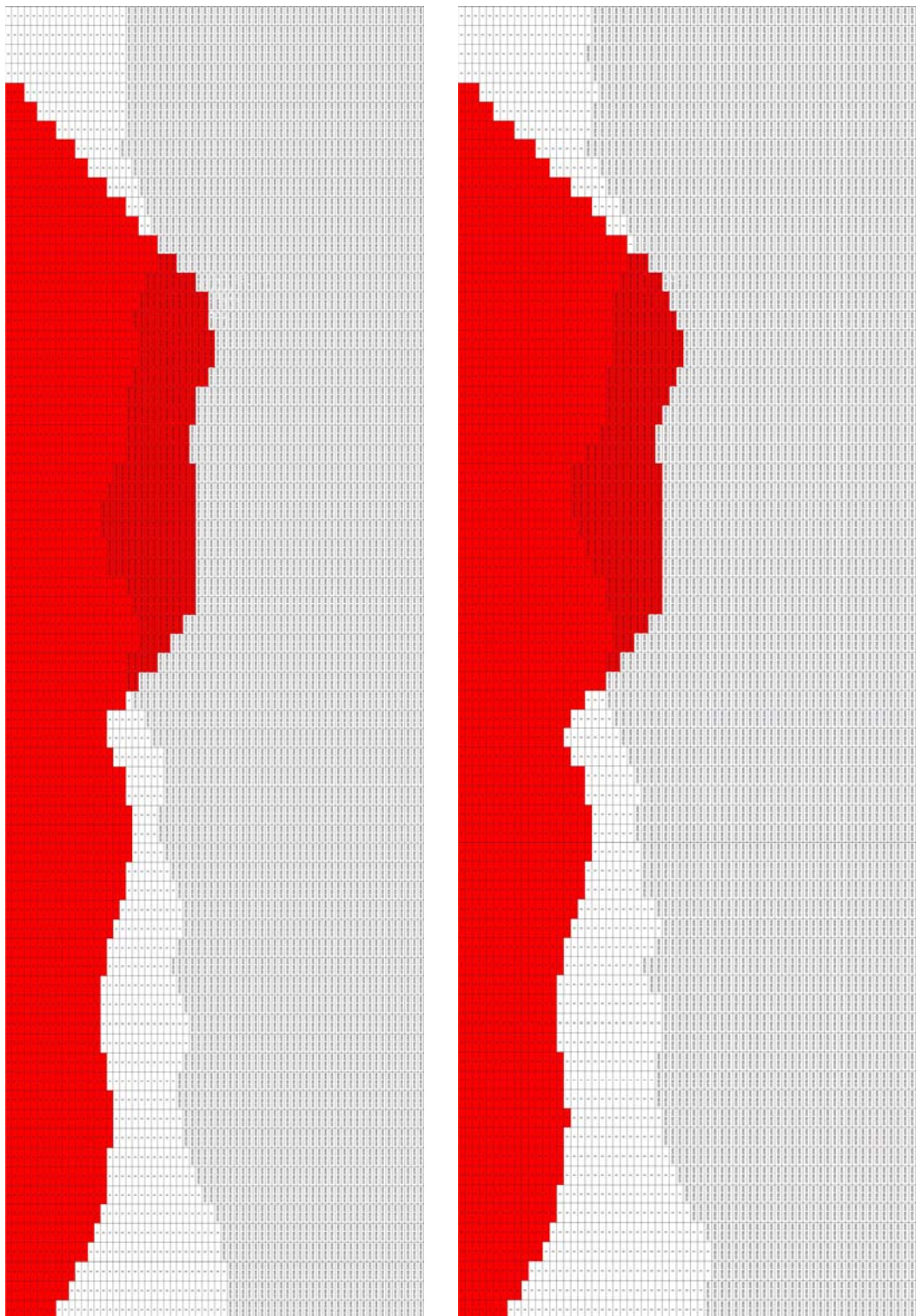
#### ۴-۳-۲- تعیین محدوده بهینه نهایی آنومالی A سنگان به روش مخروط شناور سه‌بعدی

الگوریتم مخروط شناور سه‌بعدی، یک الگوریتم شبیه‌سازی است که در آن، طرح پیت تابع شرایط هندسی استخراج آن می‌باشد. عنصر اصلی در این شبیه‌سازی، مخروط باطله‌برداری حداقل است. این الگوریتم برای اولین بار، توسط کارلسون و همکاران ارائه شده است (Carlson et. al. 1966). گام‌های اجرای الگوریتم مخروط شناور سه‌بعدی، به شرح زیر است (جلالی و همکاران، ۱۳۸۰):

۱. جستجوی بلوک‌هایی که ارزش اقتصادی مثبت دارند (بلوک‌های دربرگیرنده کانسنگ). این مرحله از بالاترین بلوک‌های مدل آغاز می‌شود.
۲. مخروط باطله‌برداری حداقل، بر روی این بلوک‌ها ساخته می‌شوند
۳. اگر مجموع ارزش اقتصادی بلوک‌ها، در این مخروط مثبت باشد، مخروط برداشته می‌شود
۴. جستجو تا بررسی تمام بلوک‌های کانسنگ موجود در مدل، ادامه می‌یابد
۵. پیت نهایی با برداشتن تمام مخروط‌های مثبت، حاصل می‌شود.

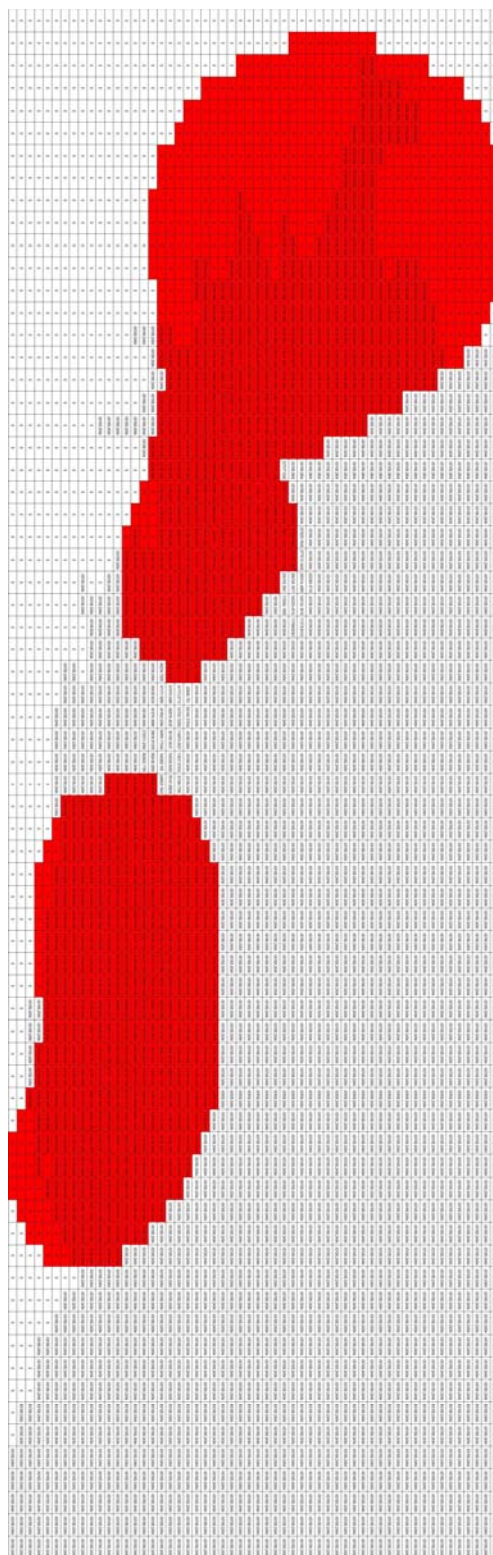
در ادامه به اجرای الگوریتم مخروط شناور سه‌بعدی به روی ۶۰ مقطع قائم اقتصادی تهیه شده در مراحل قبل پرداخته می‌شود. این الگوریتم مخروط‌های مثبت موجود در مدل را با در نظر گرفتن امکان‌پذیری استخراج آن‌ها در مقاطع مجاور نیز بررسی می‌کند. بنابراین، نیازی به صاف کردن مرزهای محدوده در مقاطع وجود نخواهد داشت.

برای اجرای این الگوریتم، به جای تفکیک مدل بلوکی اقتصادی مشابه با روش‌های دو بعدی به کار گرفته شده، کلیه مقاطع در برگه‌های Excel چیده شده و به کمک نرم‌افزار UPL تحلیل می‌شوند. شیب کلی معدن در این قسمت نیز معادل ۴۵ درجه در نظر گرفته می‌شود. پس از اجرای مدل، پیت کلی به ارزش ۸۷۲ میلیون دلار به دست خواهد آمد. محدوده بهینه در دو مقطع از ۶۰ مقطع این کانسار، در شکل ۴-۱۸ و یک نمای پلان در یکی از ترازها در شکل ۴-۱۹، نشان داده شده است. پیت بهینه سه‌بعدی به دست آمده نیز توسط UPL به نرم‌افزار Surfer ارسال می‌شود تا بتوان شکل پیت را به صورت سه‌بعدی، مدل کرد (شکل ۴-۲۰).

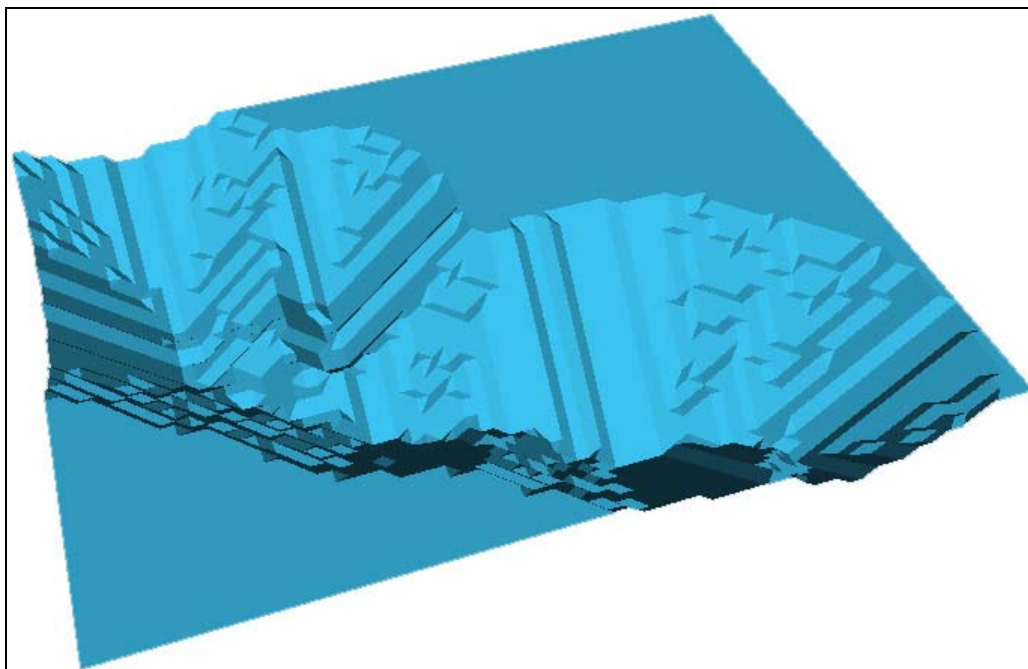


شکل ۴-۱۸- نتیجه اجرای الگوریتم مخروط شناور سه بعدی بر روی دو مقطع از مقاطع آنومالی A سنگان





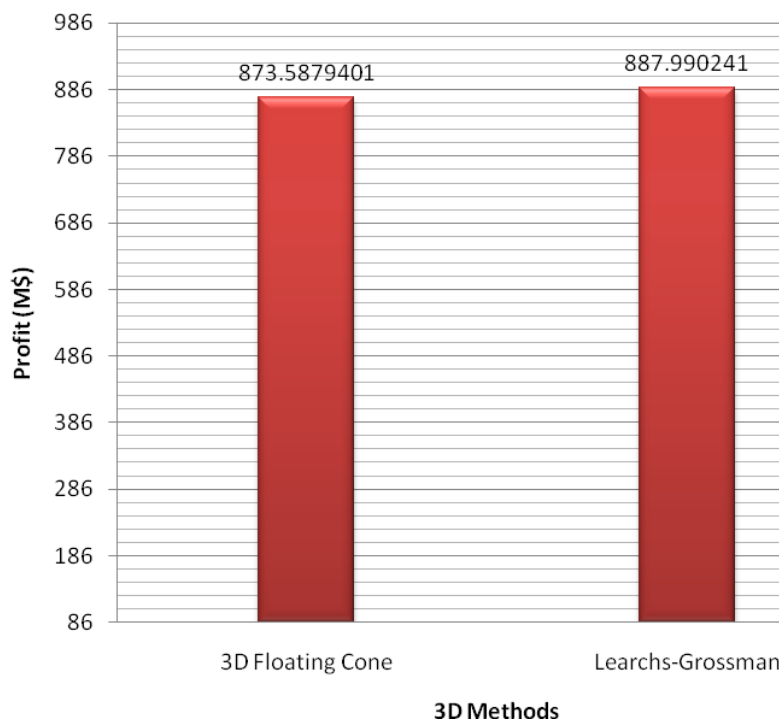
شکل ۴-۱۹- پلان افقی پیت در تراز ۱۵۲۵ متری آنومالی A سنگان



شکل ۴-۲۰- شکل سه‌بعدی پیت بهینه، به روش مخروط شناور سه‌بعدی

#### ۴-۴- مقایسه نتایج حاصل از اجرای الگوریتم‌های سه‌بعدی

الگوریتم‌های سه‌بعدی مورد استفاده در این تحقیق، روش‌های مخروط شناور سه‌بعدی و گراف تئوری لرج-گروسمن است. روش سه‌بعدی لرج-گروسمن در همه‌ی حالات قادر است محدوده‌ی بهینه واقعی را تعیین کند بنابراین معیار مناسبی برای سنجش ارزش به‌دست آمده از سایر روش‌های سه‌بعدی است. اما روش مخروط شناور سه‌بعدی الگوریتمی ابتکاری است که مشابه هم‌تای دوبعدی خود، در بعضی از مدل‌ها قادر به پیدا کردن پیت بهینه نیست. الگوریتم‌های سه‌بعدی تمامی بلوک‌های موجود در کانسار را صرف نظر از این‌که در کدام مقطع واقع شده‌اند هم‌زمان بررسی می‌کنند. بنابراین همان‌طور که انتظار می‌رفت، سود حاصل از اجرای الگوریتم‌های سه‌بعدی، به خاطر صاف کردن مقاطع، بسیار کمتر از روش‌های دوبعدی خواهد بود. در شکل ۴-۲۲، نتیجه‌ی حاصل از اجرای این دو الگوریتم به روی مدل بلوکی اقتصادی منطقه‌ی مورد مطالعه، نشان داده شده است.

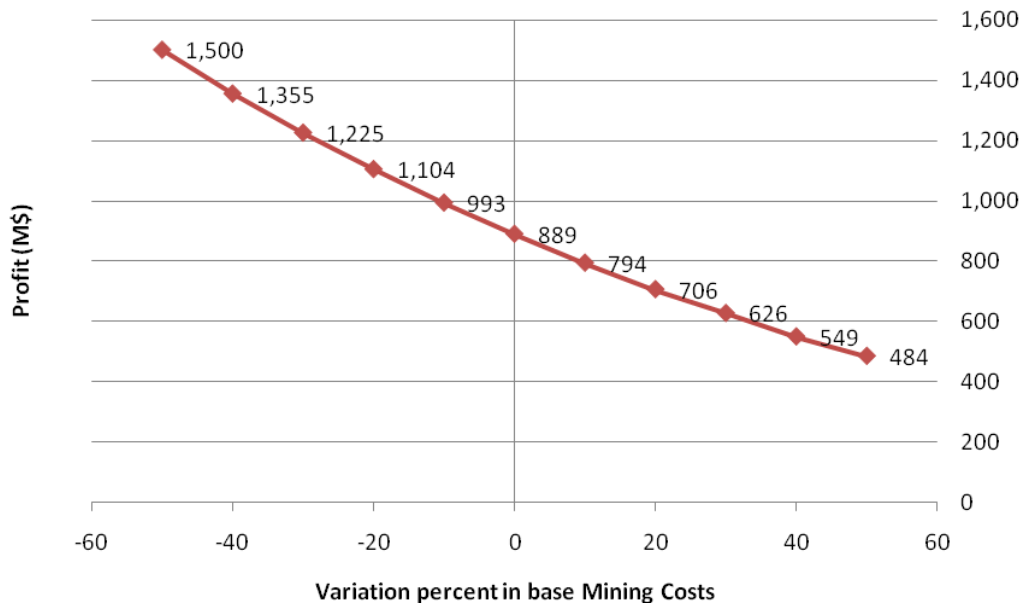


شکل ۴-۲۲- نمودار میله‌ای ارزیابی نتایج حاصل از دو روش مخروط شناور سه‌بعدی و گراف تئوری لرج-گروسمن همانطور که از نمودار شکل ۴-۲۲ پیداست، روش مخروط شناور سه‌بعدی در تعیین محدوده پیت نهایی با ۱۴ میلیون دلار اختلاف نسبت به روش گراف تئوری لرج-گروسمن با ۱/۶۲٪ خطا مواجه خواهد بود. گفتنی است که روش مخروط شناور سه‌بعدی از زمان اجرای بسیار کوتاه‌تری نسبت به روش گراف تئوری لرج-گروسمن برخوردار است. با توجه به بهتر بودن نتایج حاصل از اجرای روش گراف تئوری لرج-گروسمن، محدوده تعیین شده توسط این الگوریتم، مبنای محاسبات در مراحل بعدی خواهد بود.

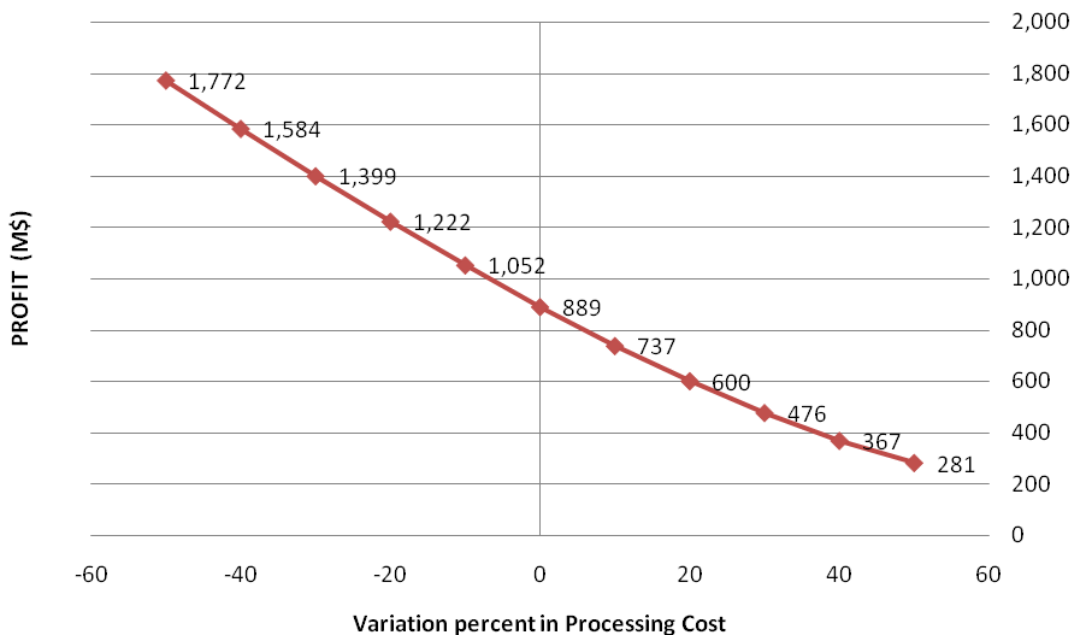
#### ۴-۵- تحلیل حساسیت پارامترهای اقتصادی موثر بر محدوده گسترش پیت

آنالیز حساسیت یک پروژه بیانگر تعریف وضعیت کلی پروژه و میزان حساسیت ساختار آن به تغییر پارامترهایی موثری است که در آن‌ها عدم قطعیت وجود دارد. تبیین این پارامترها دید مناسبی بر وضعیت کلی پروژه و بازنگری مجدد آن در مراحل طراحی ثانویه خواهد داشت. در شکل‌های ۴-۲۳ تا ۴-۲۵، نمودار حساسیت سود حاصل از پروژه حاضر بر مبنای تغییرات آن در بازه‌های ۱۰٪ برای پارامترهای اقتصادی که در آن‌ها عدم قطعیت وجود دارد، بر اساس روش گراف تئوری لرج - گروسمن

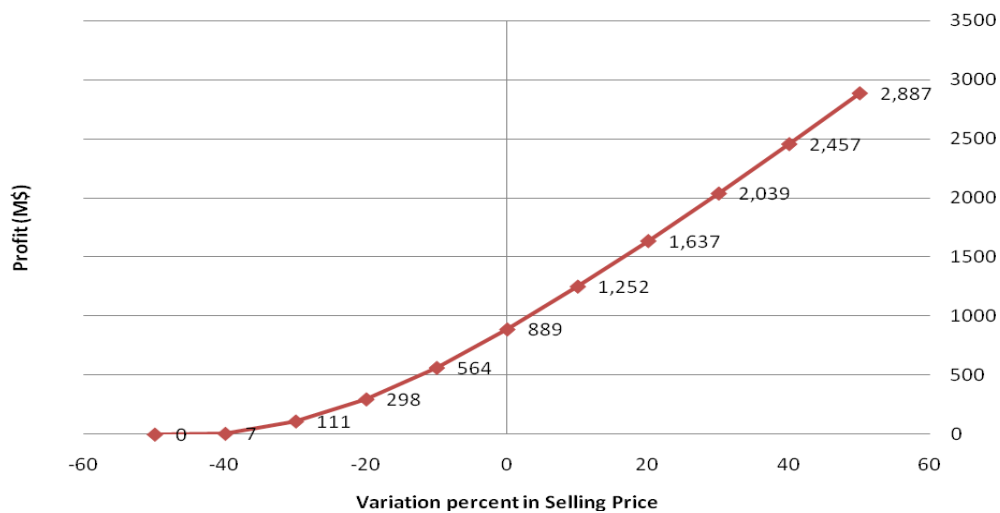
نشان داده شده است. این پارامترها هزینه‌های پایه معدن‌کاری (اعم از باطله و ماده معدنی)، هزینه‌های فرآوری و قیمت فروش را شامل می‌شوند.



شکل ۴-۲۳- تحلیل حساسیت پروژه بر مبنای تغییر در هزینه‌های پایه معدن‌کاری به روش گراف تئوری

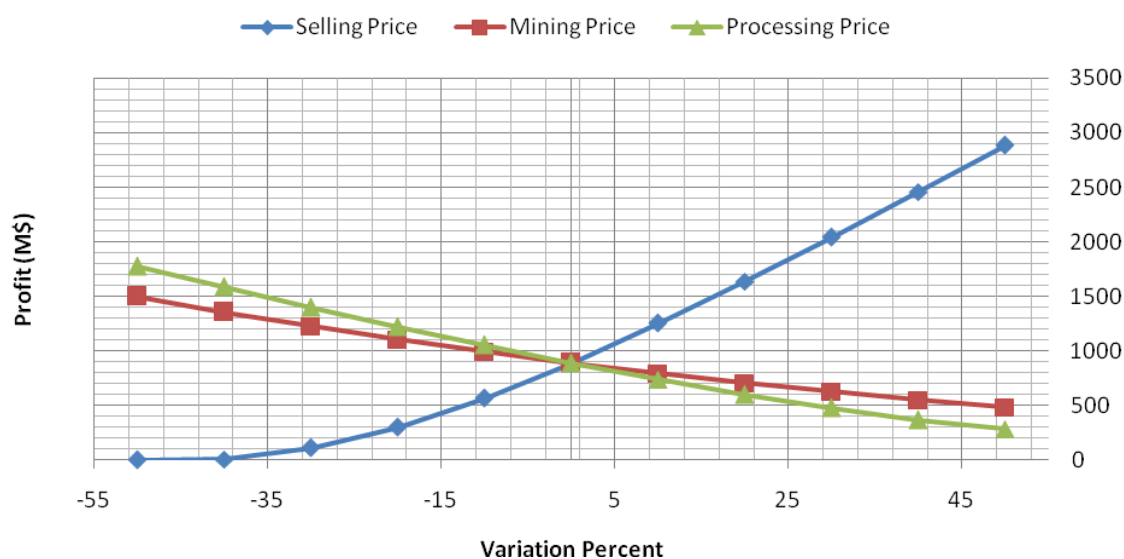


شکل ۴-۲۴- تحلیل حساسیت پروژه بر مبنای تغییر در هزینه‌های فرآوری هر تن ماده معدنی به روش گراف تئوری



شکل ۴-۲۵- تحلیل حساسیت پروژه بر مبنای تغییر در قیمت فروش کنسانتره به روش گراف تئوری

در شکل ۴-۲۶، هر سه نمودار مذکور در یک شکل ارائه شده‌اند. از این شکل می‌توان دریافت که امکان‌پذیری پروژه در درجه اول نسبت به تغییرات قیمت فروش کنسانتره حساس است. این حساسیت به‌گونه‌ای است که با کاهش ۴۰٪ قیمت فروش کنسانتره پروژه به کلی قابل اجرا نخواهد بود. پس از قیمت فروش، حساسترین فاکتور مربوط به هزینه‌های فرآوری و در رده‌ی آخر نیز هزینه‌های معدن‌کاری پایه خواهند بود. این فاکتورها به عنوان پارامترهایی که در آن‌ها عدم قطعیت وجود دارد، مورد ارزیابی قرار گرفتند. با اعمال تغییرات در این پارامترها، ساختار کلی پروژه نیازمند بازنگری مجدد خواهد بود.



شکل ۴-۲۶- نمودار کلی تحلیل حساسیت فاکتورهای اقتصادی که در آن‌ها عدم قطعیت وجود دارد

# فصل پنجم

## [طراحی برنامه‌ریزی تولید آنومالی A سنگ آهن سنگان]

در این فصل به منظور طراحی برنامه‌ریزی تولید آنومالی مورد مطالعه، از محدوده نهایی ساخته شده به روش لرج-گروسمن در مرحله قبل استفاده شده و با انتخاب متغیرهای کنترلی مناسب، اقدام به طراحی برنامه‌ریزی تولید سالانه می‌شود. انتخاب طرح مناسب مستلزم یک فرآیند سعی و خطا است که با هدف اصلی پیشینه کردن ارزش خالص فعلی دنبال می‌شود.

## ۵-۱- مقدمه

برنامه‌ریزی تولید معادن روباز یکی دیگر از مهمترین مسائل طراحی در مهندسی معادن روباز است. برنامه‌ریزی تولید، توزیع جریان‌های نقدینگی را معین می‌کند و در نتیجه مستقیماً در ارزش فعلی خالص و امکان‌پذیری اقتصادی پروژه تاثیر می‌گذارد. صنعت معدن‌کاری امروز به تدریج به استخراج کانسنگ‌هایی با ارزش اقتصادی پایین‌تر می‌پردازد، از این رو برنامه ریزی تولید در توجیه اقتصادی پروژه‌های معدنی، به‌عنوان یک عامل کلیدی، نقش مهمی را ایفا می‌کند. نکته قابل ذکر اینکه در حقیقت تعیین محدوده بهینه نهایی از همان ابتدا باید با معیار بیشینه کردن NPV تعیین شود، اما همانطور که توسط ویتل (Whittle, 1989) و دیگران (Dowd & Onur, 1993) بیان شده است؛ تعیین محدوده بهینه نهایی با معیار بیشینه کردن ارزش خالص فعلی در صورتی امکان پذیر است که برنامه زمانی استخراج مشخص شده باشد. این برنامه نیز تنها زمانی قابل طراحی است که محدوده نهایی معدن مشخص باشد. بنابراین پیشنهاد شده که ابتدا محدوده بهینه معدن، با هدف بیشینه کردن سود محاسبه شده و سپس برنامه‌ریزی تولید، با هدف بیشینه کردن ارزش خالص فعلی درون محدوده مذکور تعیین شود (خالوکاکی، ۱۳۸۴).

## ۵-۲- مفهوم برنامه‌ریزی تولید

پس از کشف یک کانسار و انجام مراحل مختلف اکتشافی و تهیه مدل‌های بلوکی عیاری و اقتصادی، بایستی برای هر بلوک، به سه سوال زیر پاسخ داده شود (Dagdelen & Johnson, 1986):

۱. آیا عملیات استخراج به روی بلوک مورد نظر انجام شود؟
۲. اگر جواب سوال قبل مثبت بود، باید تعیین کرد که در چه زمانی استخراج شود
۳. اگر بلوکی استخراج شد، مقصد بعدی آن کجا باشد (دپوی باطله یا خط فرآوری)

مورد اول با حل مساله طراحی محدوده‌ی نهایی و مورد دوم با حل مساله برنامه‌ریزی تولید پاسخ داده خواهد شد. مورد سوم نیز با توجه به عیارهای حد بخش‌های مختلف، قابل انتخاب خواهد بود.

### ۵-۲-۱- انواع برنامه‌ریزی تولید بر مبنای زمان برنامه‌ریزی

برنامه‌ریزی استخراج در معادن روباز با توجه به مدت زمان برنامه‌ریزی به سه نوع زیر تقسیم‌بندی می‌شود (اصانلو، ۱۳۸۴):

الف - برنامه‌ریزی بلند مدت

ب- برنامه‌ریزی میان مدت

ج - برنامه‌ریزی کوتاه مدت

اگرچه ممکن است در این سه نوع برنامه‌ریزی برخی فرضیات و محدودیت‌ها متفاوت باشند، ولی ماهیت مساله در هر سه نوع یکسان می‌باشد. با این حال به خاطر ویژگی‌های خاص هر یک از این برنامه‌ها ممکن است استفاده از روش خاصی مفیدتر باشد. برای برنامه‌ریزی تولید بلند مدت، از آنجا که برای تعداد زیادی از بلوک‌ها باید برنامه زمانی تنظیم کرد، لذا روش‌هایی که به اندازه مساله حساس هستند کاربردی نخواهند داشت. به همین دلیل استفاده از روش‌های برنامه‌ریزی خطی صحیح برای برنامه‌ریزی بلند مدت نامعقول و در مدل‌های بزرگ غیر ممکن است. در حالی که می‌توان از همین روش برای برنامه‌ریزی کوتاه‌مدت معدن، با موفقیت استفاده کرد.

مساله مهم در این سه نوع برنامه‌ریزی آن است که بایستی به‌طور مناسب به هم مرتبط باشند یعنی برنامه‌ریزی کوتاه مدت بایستی به گونه‌ای باشد که طرح میان مدت بهینه باقی بماند و برنامه‌های میان‌مدت نیز باید طوری طرح‌ریزی شوند که طرح بلند مدت بهینه باقی بماند.

برنامه‌ریزی تولید و فازبندی بلند مدت معادن روباز بر اساس حداکثر کردن ارزش خالص فعلی طراحی می‌شود. برای این منظور، ابتدا باید قسمت‌های پرعیار کانسار را در سال‌های اول و قسمت‌های کم‌عیار به همراه باطله را در سال‌های آخر استخراج کرد. طبیعی است که برای استخراج یک کانسار، حالات و ترتیب‌های مختلفی ممکن است وجود داشته باشد که از بین این حالات، ترتیبی اتخاذ می‌شود که بیشترین ارزش خالص فعلی را داشته باشد.



از آن‌جا که تعیین ترتیب استخراج بلوک‌های موجود در محدوده نهایی معدن، مستلزم پیاده‌سازی الگوریتم‌های توسعه داده شده در محدوده مورد نظر است، اجرای این الگوریتم‌ها در مدل‌های بزرگ، به صورت دستی، کاری بسیار وقت‌گیر و در بعضی موارد امری غیر ممکن است. بنابراین استفاده از نرم‌افزارهایی که بر مبنای این الگوریتم طراحی و پیاده‌سازی شده‌اند، برای بالاتر بردن دقت عمل و کاهش زمان اجرا، امری اجتناب‌ناپذیر خواهد بود. برای برنامه‌ریزی تولید بلوک‌های موجود در محدوده نهایی آنومالی A سنگان، از نرم‌افزار NPV Scheduler استفاده می‌شود. این نرم‌افزار از روش پارامتری کردن برای تولید پیت‌های لانه‌ای و از الگوریتم برنامه‌ریزی پویا برای برنامه‌ریزی تولید معدن استفاده می‌کند.

### ۵-۳- برنامه‌ریزی تولید آنومالی A سنگان به روش برنامه‌ریزی پویا

برنامه‌ریزی تولید باید به گونه‌ای باشد که در عین اقتصادی بودن، از لحاظ عملیاتی نیز قابل اجرا باشد. برای تعیین سکانس بهینه استخراج بلوک‌ها در طراحی برنامه‌ریزی تولید، مدل‌های ریاضی بسیاری بر حسب نیاز ارائه شده که مشکل عمومی این مدل‌ها، تعداد بسیار زیاد متغیرها در مسائل بزرگ است که حل آن‌ها به آسانی مقدور نخواهد بود. برای غلبه بر این مشکل، بلوک‌های موجود در محدوده نهایی به تعدادی پوش‌بک، مشابه روش‌های سنتی، تقسیم می‌شوند و الگوریتم در داخل این پوش‌بک‌ها به جستجوی ترتیب برداشت بلوک‌ها خواهد پرداخت (Ramazan, 2007). البته فازهای تولید شده در مرحله قبل، راهنمای مناسبی برای تعیین ترتیب استخراج بخش‌های مختلف پیت است اما از آنجا که فازها در عمل قابل پیاده‌سازی نیستند، طراحی پوش‌بک‌های عملیاتی در قسمت تولید پوش‌بک‌ها انجام می‌شود. کم بودن تعداد پوش‌بک‌ها جنبه اجرایی بودن برنامه ریزی تولید را تقویت می‌کند و NPV را کاهش می‌دهد، درحالی‌که با افزایش تعداد پوش‌بک‌ها، NPV نیز افزایش خواهد یافت ولی قابلیت اجرایی کار کاهش می‌یابد (Bohnet, 1990).

بنابراین، برای بهینه‌سازی کاربردی پوش‌بک‌ها و در نظر گرفتن عملی بودن جنبه اجرایی کار، باید تعداد پوش‌بک‌ها را کمتر انتخاب کرد. تعداد بهینه پوش‌بک‌ها به کمک سعی و خطا و تحلیل نتایج حاصل از آن، انتخاب می‌شود. به این منظور، حالات مختلفی از انتخاب پوش‌بک‌ها با توجه به فاکتورهای اقتصادی و عملیاتی مختلف، مورد ارزیابی قرار گرفت که در ادامه به شرح آن پرداخته

خواهد شد. ضمناً از آنجا که تولید پوش‌بک‌ها و انجام برنامه‌ریزی تولید همزمان با هم باید انجام پذیرد، لذا پارامترهای موثر بر هر دوی این مراحل یک‌جا مورد بررسی قرار خواهند گرفت.

### ۵-۳-۱- پوش‌بک‌ها

پوش‌بک‌ها با توجه به عوامل زیر تعیین می‌شوند (Earthwork, 1999):

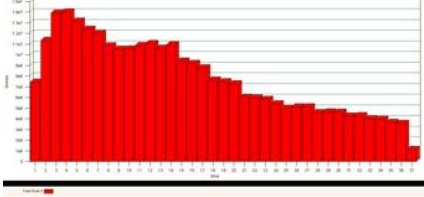
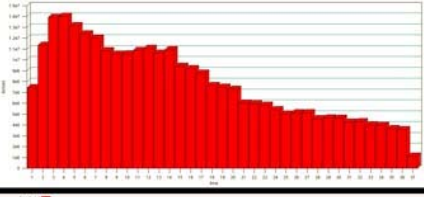
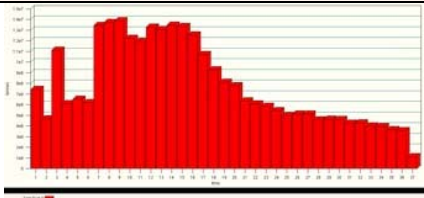
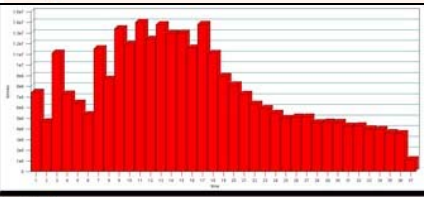
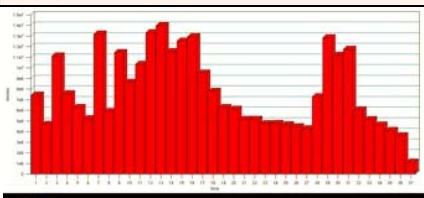
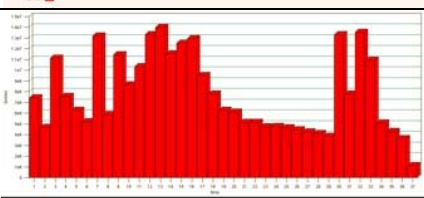
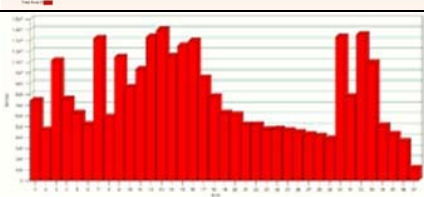
- حداقل فضای دسترسی لازم
- حداقل کانسنگ قابل استخراج در هر پوش‌بک
- حداکثر تعداد پوش‌بک‌های استخراجی

متغیر کنترلی پوش‌بک‌ها را می‌توان بر اساس تناژ مواد داخل پیت، تناژ کانسنگ، تناژ باطله و تناژ کنسارته تولیدی تعریف کرد. در این پروژه متغیر کنترلی تولید کلیه پوش‌بک‌ها، تناژ کانسنگ درون آن‌ها تعریف شده است و به گونه‌ای انتخاب می‌شود که حداقل خوراک یک سال کارخانه فرآوری را تامین کند. متغیر کنترلی دیگر به‌کار رفته در تعیین تعداد پوش‌بک‌ها حداقل فضای دسترسی ماشین‌آلات در بین پوش‌بک‌ها است که در ادامه به آن پرداخته می‌شود.

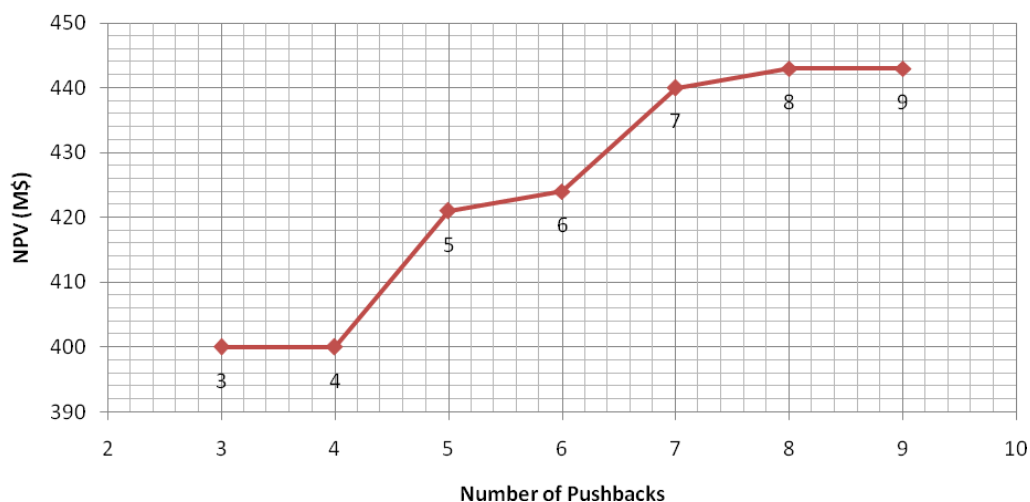
حداقل فضای عملیاتی لازم در معادن روباز بین ۳۰ تا ۹۰ متر متغیر است (اصانلو، ۱۳۸۴). در این معدن با توجه به نوع ماشین‌آلات مربوطه و میزان تولید معدن و عرض جاده‌ها، این مقدار ۶۰ متر انتخاب شده است. بر اساس اطلاعات ورودی، سکانس‌های پوش‌بک‌ها با مقادیر متفاوت پارامتر کنترلی تناژ کانسنگ، طراحی شد. طراحی این سکانس‌ها یک کار تجربی است و باید تا زمان رسیدن به جواب رضایت بخش ادامه یابد (Earthwork, 1999). بنابراین پس از تعیین تعداد پوش‌بک در هر مرحله باید برنامه‌ریزی تولید را نیز انجام داد تا بتوان ارزش خالص فعلی سکانس تعریف شده را یافت و از روی آن تصمیم‌گیری کرد. علاوه بر ارزش خالص فعلی، پارامتر مهم دیگری نیز که در طراحی بهینه تعداد پوش‌بک‌ها موثر است، تراز بودن منابع می‌باشد که این امر در هر مرحله باید کنترل شود.

در این پروژه سکانس‌های دارای ۳ تا ۹ پوش‌بک مورد بررسی قرار گرفته است. در جدول ۵-۱، ارزش خالص فعلی سکانس‌های دارای ۳ تا ۹ پوش‌بک به همراه سطح منابع و تجهیزات لازم بر اساس تناژ کلی سنگ استخراجی، آورده شده است. همانطور که ملاحظه می‌شود هر چه تعداد پوش‌بک‌ها بیشتر شود، ارزش خالص فعلی آن‌ها نیز بیشتر خواهد بود.

جدول ۵-۱- وضعیت پوش‌بک‌های استخراجی پس از برنامه‌ریزی تولید

سطح منابع (تناژ کلی استخراج سالانه)	ارزش خالص فعلی (میلیون دلار)	تعداد پوش‌بک
	۴۰۰	۳
	۴۰۰	۴
	۴۲۱	۵
	۴۲۴	۶
	۴۴۰	۷
	۴۴۳	۸
	۴۴۳	۹

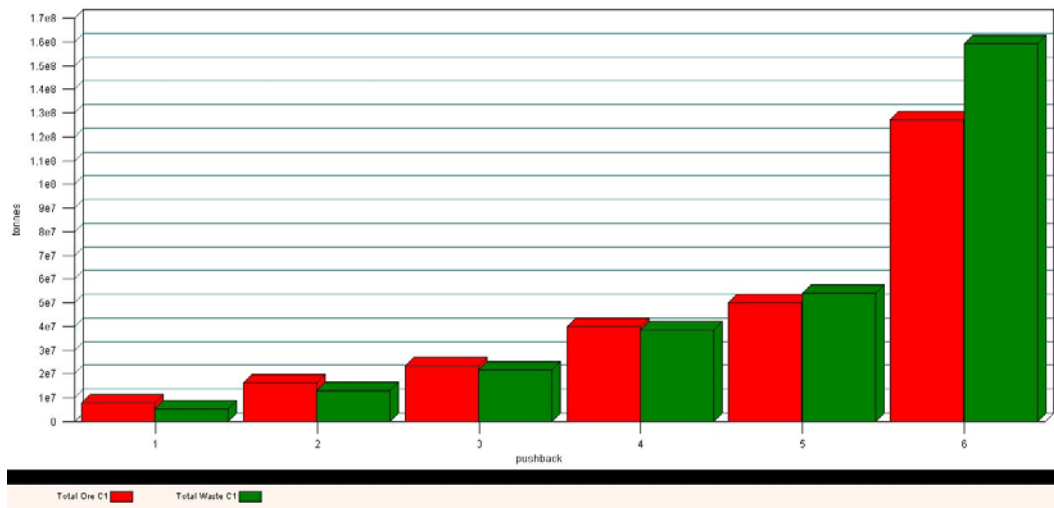
با ترسیم داده‌های جدول ۵-۱، در نمودار شکل ۵-۱، اختلاف بین مقادیر ارزش خالص فعلی قابل مشاهده خواهد بود. با توجه به نمودار مذکور می‌توان دریافت که تعداد مناسب برای پوشش‌یک‌ها با در نظر گرفتن عامل ارزش خالص فعلی، به عنوان تنها فاکتور موثر، یکی از مقادیر ۷، ۸ و ۹ عدد می‌باشد. اما نکته‌ی قابل ذکر دیگر تراز نبودن منابع در تعداد پوشش‌یک‌های ذکر شده است. زیرا در این تعداد از پوشش‌یک‌ها، تناژ کلی سنگ استخراجی (اعم از باطله یا ماده معدنی) در سال‌های ابتدایی تا سال‌های میانی زیاد، پس از آن تا اواخر عمر استخراجی معدن کم و مجدداً پس از آن زیاد خواهد بود که این فاکتور، عدم مطلوبیت و تراز نبودن منابع را در سال‌های آخر عمر معدن کرد خواهد کرد.



شکل ۵-۱- نمودار ارزش خالص فعلی برنامه‌ریزی انجام‌شده بر حسب تعداد پوشش‌یک طراحی شده

برای رفع مشکل تراز نبودن منابع، تعداد ۶ عدد پوشش‌یک مناسب تشخیص داده می‌شود چراکه این تعداد پوشش‌یک، پس از ۷ دارای بالاترین ارزش خالص فعلی و تراز بودن مناسب‌تر منابع می‌باشد. این تعداد پوشش‌یک در سال‌های اولیه استخراج معدن رشد تدریجی را به دنبال خواهد داشت که این رشد در سال‌های میانی به حداکثر مقدار خود می‌رسد و پس از آن به تدریج با نزدیک شدن به سال‌های آخر عمر معدن، روند کاهشی خواهد داشت. به این ترتیب در سال‌های ابتدایی و انتهایی دوره استخراج آنومالی A سنگ آهن سنگان، به تجهیزات و ماشین‌آلات کمتری نیاز خواهد بود. این روند دینامیک، به خوبی جواب‌گوی نیاز بیشتر معدن به تجهیزات و حداکثر استفاده از آن‌ها در سراسر عمر معدن خواهد بود.

در شکل ۵-۲ تناژ برنامه ریزی شده برای پوش بکها نشان داده شده است.



شکل ۵-۲- تناژ برنامه ریزی شده برای پوش بکها

### ۵-۳-۲- برنامه ریزی تولید سالیانه برای کل عمر معدن

در این مرحله اهداف مورد نظر برای برنامه ریزی تولید تعریف شده و برنامه ریزی تولید توسط نرم افزار انجام می شود. برای انتخاب بهترین برنامه ریزی استخراج که در آن اهداف تا حد امکان رعایت شده و از نظر پارامترهای اقتصادی و عملیاتی نیز در حد معقولی باشد پوش بکهای مختلفی تعریف می شود. نحوه انتخاب و تعریف این پوش بکها در قسمت قبل آورده شده است. در واقع می توان گفت که برنامه ریزی تولید بهینه و انتخاب بهینه پوش بکها به هم وابسته اند.

### ۵-۳-۲-۱- تعریف متغیرهای هدف

در برنامه ریزی سالانه معدن در نرم افزار NPV، از الگوریتم برنامه ریزی پویا استفاده می شود. اهداف و محدودیتهای تولید در معدن از طریق توابع ریاضی این الگوریتم (متغیر هدف) که تابع صفات بلوک بوده و دارای الگوی نرخ یا نسبت هستند تعریف می شوند. هدف برنامه ریزی در این پروژه، ثابت نگه داشتن تناژ کانسنگ استخراجی از معدن و درصد آهن و گوگرد محتوی در بار خروجی از معدن و حداقل نسبت باطله برداری ممکن است. نگه داشتن عیار و یا خصوصیات کیفی یک عنصر خاص در محصول در یک محدوده معین، از جمله محدودیتهایی است که توسط مشتریان به شرکت های

معدنی تحمیل می‌شود. در اغلب اوقات می‌توان با اعمال تنظیمات خاص در مدار فرآوری این شرایط را تامین کرد. ولی در برخی موارد کنترل مربوطه را باید از طریق کنترل عیار خوراک ورودی به کارخانه انجام گیرد. رابطه ۵-۱، مدل ریاضی تعریف شده برای تعیین سکانس بهینه بلوک‌ها را نمایش می‌دهد. این مدل، در تمامی پوش‌بک‌های طراحی شده اجرا می‌شود تا از بین نتایج به‌دست آمده، سکانس استخراجی مناسب تعیین شود.

$$\text{Maximize } Z = \sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^N C_i^t \times TB_i \times x_i^t \quad \text{رابطه (۵-۱)}$$

با در نظر گرفتن قیدهای

$$G_{Min}^t \leq \sum_{i=1}^N g_i \times TB_i \times x_i^t / \sum_{i=1}^N TB_i \times x_i^t \leq G_{Max}^t \quad \text{رابطه (۵-۲)}$$

$$C_{Min}^t \leq \sum_{i=1}^N TB_i \times x_i^t \quad \text{رابطه (۵-۳)}$$

$$\text{Minimize } SR = \sum_{j=1}^M TB_j \times x_j^t / \sum_{i=1}^N TB_i \times x_i^t \quad \text{رابطه (۵-۴)}$$

که در آن‌ها:

$T$ : تعداد دوره‌های مورد نظر برای برنامه‌ریزی

$x$ : متغیر دودویی تعیین کننده استخراج هر بلوک در دوره مورد نظر

$N$ : تعداد کل بلوک‌های موجود در محدوده نهایی که برنامه‌ریزی تولید به روی آن‌ها انجام می‌شود

$i$ : اندیس مربوط به بلوک‌های ماده معدنی

$j$ : اندیس مربوط به بلوک‌های باطله

$TB$ : تناژ کلی بلوک مورد مطالعه (بلوک در مورد ماده معدنی و مخروط در مورد بلوک‌های باطله)

$C$ : ظرفیت سنگ شکن

$G$ : شناساگر عیار مورد نظر

۵-۳-۲-۲- پارامترهای کنترلی الگوریتم

الف) حداقل تناژ استخراج کانسنگ

این مقدار، براساس خوراک مورد نیاز خط خردایش یعنی ۳/۵ میلیون تن در سال در نظر گرفته می‌شود. به عبارت دیگر از بین عوامل محدوده‌کننده ظرفیت تولید معدن، ظرفیت تولید کارخانه، ظرفیت کارخانه به عنوان عامل کنترل‌کننده الگوریتم، استفاده خواهد شد. با توجه به اینکه در حال حاضر هیچ برنامه و یا طرحی برای خرید ماشین‌آلات این معدن ارائه نشده ظرفیت معدن کاری را نمی‌توان عامل محدود‌کننده برنامه‌ریزی تولید دانست. اما با در نظر گرفتن تصمیمات سازمان توسعه، می‌توان عامل محدود‌کننده برنامه فعلی را بر ظرفیت کانسنگ ورودی به خردایش در نظر گرفت.

(ب) نسبت باطله‌برداری حداقل

برای به دست آوردن نسبت باطله‌برداری حداقل، به ترسیم منحنی سربسری مبنا نیاز است. برای ترسیم این منحنی از رابطه ۱-۵ استفاده می‌شود.

$$BESR = \frac{[(R_w \times R_E \times \frac{g_o}{g_c} \times P) - (C_E + C_P)]}{C_W} \quad \text{رابطه ۱-۵}$$

که در این رابطه:

$BESR$ : نسبت باطله‌برداری سربسری مبنا

$C_W$ : هزینه هر تن باطله‌برداری

$P$ : قیمت فروش هر تن کنسانتره ۶۸ درصد

$g_o$ : عیار کانسنگ استخراجی

$g_{Cutoff}$ : عیار حد طراحی

$g_c$ : عیار کنسانتره

$R_w$ : ضریب بازیابی وزنی عملیات فرآوری

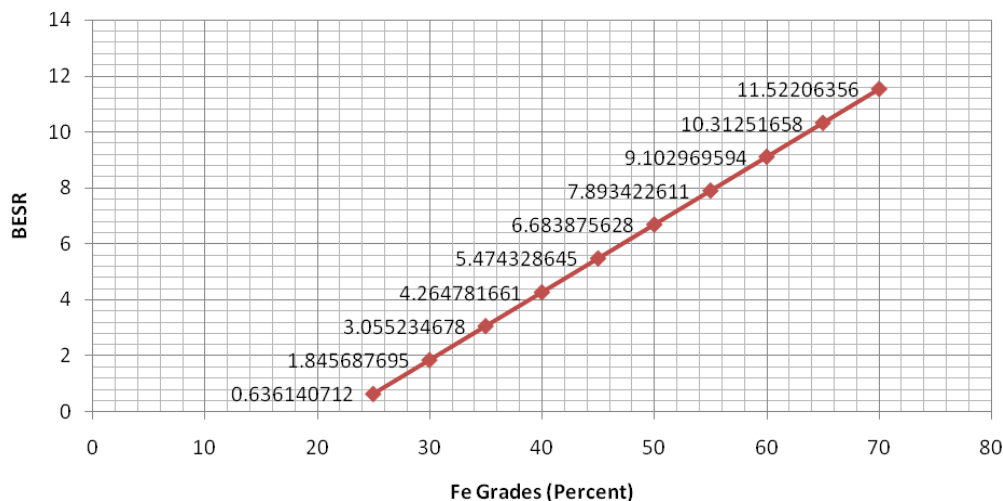
$R_E$ : ضریب بازیابی عملیات استخراج

$C_E$ : هزینه‌های استخراج بلوک‌های ماده معدنی

$C_P$ : هزینه‌های مربوط به فرآوری بلوک‌های ماده معدنی است.

شکل ۳-۵ منحنی نسبت باطله‌برداری سربسری ترسیم شده برای آنومالی A سنگان را نشان می‌دهد. با کنترل متوسط عیاری به دست آمده در محدوده پیت بهینه می‌توان دریافت که متوسط

عیاری آهن در این منطقه، برابر با ۳۶/۰۱۲ درصد است. این متوسط عیاری حاکی از انتخاب نسبت سربه‌سری عیاری معادل ۳/۳ خواهد داشت که برای بهتر کردن نتایج حاصله در اولین اجرا، این مقدار معادل ۳ در نظر گرفته می‌شود و در صورتی‌که نتیجه حاصل از اجرای الگوریتم در تمامی دوره‌ها نسبت باطله‌برداری کمتر از این مقدار را رعایت نماید، مطلوبیت نسبت باطله‌برداری به طور کامل حفظ شده است.



شکل ۵-۳- منحنی BESR برای آنومالی A سنگان

(ج) درصد عیاری بار ورودی برای عناصر مختلف

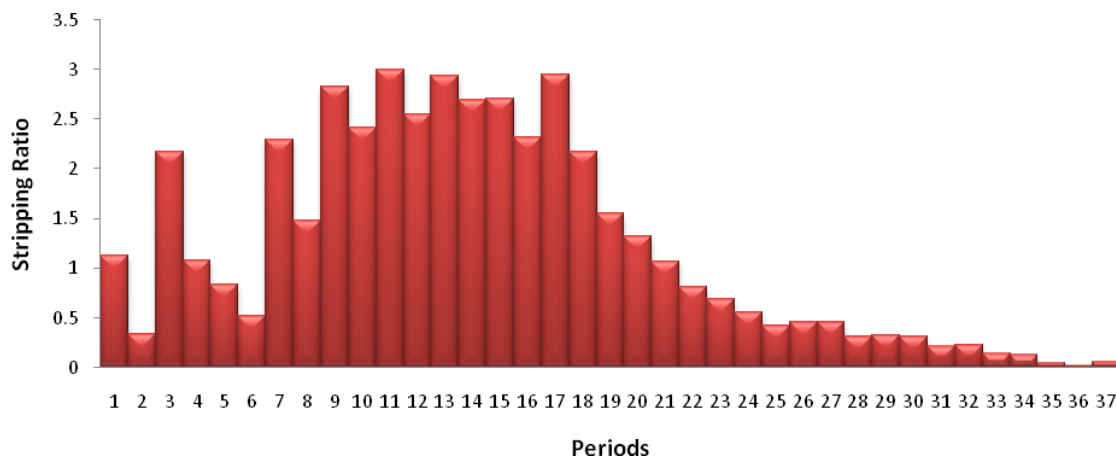
در آنومالی A معدن سنگان جهت برنامه‌ریزی تولید، حداقل عیار آهن خوراک کارخانه ۵۰ درصد تعریف شده است. این میزان برای گوگرد حداکثر ۰/۵ درصد و برای فسفر حداکثر ۰/۱ درصد می‌باشد. به دلیل پایین بودن متوسط عیار آهن این آنومالی، عیار مطلوب کانسنگ تولیدی از معدن به طور کامل تامین نشده و جواب بهینه‌ای برای این قید وجود نخواهد داشت. در این بخش برای رسیدن به جواب بهینه باید قیدهای مانع را آزاد کرد. از میان قیدهای تعریف شده حداکثر درصد گوگرد و کمینه کردن نسبت باطله‌برداری به طور کامل رعایت خواهد شد، اما حداکثر درصد فسفر، به جز در سال آخر استخراج این معدن، در همه‌ی سال‌ها رعایت می‌شود. در مورد عیار آهن نیز همانطور که گفته شد، به خاطر پایین بودن متوسط عیاری این آنومالی، این قید در هیچ‌یک از سال‌ها برآورده نشده است.



### ۵-۳-۲-۳- ارائه نتایج

#### الف) نسبت باطله برداری

بر اساس نمودار شکل ۳-۵ تعیین شد که حداکثر نسبت باطله برداری برای متوسط عیاری آهن از ۳/۳ بیشتر نباشد که این مقدار برای بهتر شدن نتایج، حداکثر ۳ در نظر گرفته شد. به طور تجربی بهترین حالت برای استخراج معادن به صورت روباز، پیاده سازی نسبت باطله برداری با متد فازبندی است. در این روش میزان باطله برداری در سال های اولیه کم بوده و با افزایش زمان تا میانه عمر معدن افزایش می یابد و سپس با نزدیک شدن به انتهای عملیات (سال های آخر عمر معدن)، حجم باطله برداری مجدداً کاهش می یابد. نمودار شکل ۴-۵ نسبت باطله برداری طراحی شده برای آنومالی A سنگان را نشان می دهد که از این متد باطله برداری بهره می جوید.



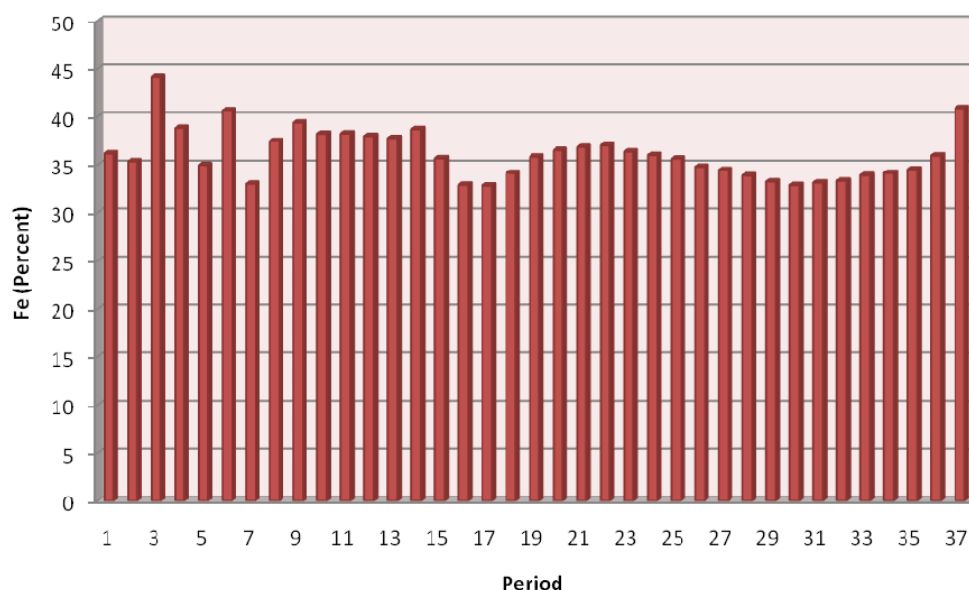
شکل ۴-۵- هیستوگرام نسبت باطله برداری فاز بندی برای برنامه ریزی تولید طراحی شده

با به کار بردن این روش باطله برداری مزایای زیر قابل دسترس خواهند بود:

۱. در کوتاه مدت به منظور تقویت نقدینگی می توان به سود دسترسی پیدا کرد
۲. پرسنل و تجهیزات مورد نیاز معدن به تدریج تامین می شوند
۳. تعداد پرسنل و ماشین آلات مورد استفاده، با نزدیک شدن به آخر عمر معدن به تدریج کاهش خواهند یافت.

ب) عیار آهن خروجی از معدن

براساس طرح تعریف شده از دفتر مهندسی طرح سنگان، حداقل عیار کانسنگ ورودی به خط خردایش باید حداقل دارای ۵۰٪ آهن باشد تا بتوان فرآیندهای بعدی را به‌روزی آن پیاده کرد. بر اساس مطالعات انجام شده و طرح‌های متفاوت پیاده شده به روی کانسنگ این آنومالی، شرط فوق به خاطر پایین بودن متوسط عیاری آهن کانسار، به هیچ عنوان قابل اجرا نبوده و طراح خط فرآوری باید محصول معدن این آنومالی را با سایر آنومالی‌های سنگان که از درصد بالاتر آهن برخوردارند، ترکیب نماید. در صورت تاکید به روی قید مذکور، پاسخ بهینه‌ای برای برنامه‌ریزی تولید وجود نخواهد داشت. هیستوگرام عیار متوسط آهن در هریک از بازه‌های زمانی تعریف شده در شکل ۵-۵، ارائه شده است.

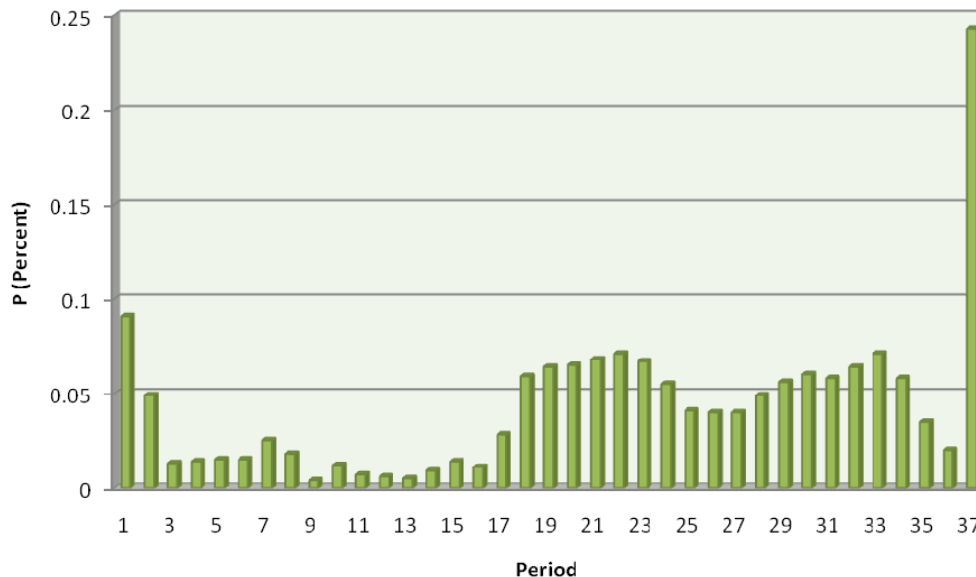


شکل ۵-۵- هیستوگرام عیار آهن در برنامه زمانی استخراج طراحی شده

### ج) عیار فسفر خروجی از معدن

همانطور که در فصل سوم و در شکل ۳-۶، توضیح داده شد، منطقه از لحاظ وجود فسفر به خاطر پایین بودن متوسط عیاری، با مشکل خاصی مواجه نخواهد بود. بر اساس مذاکرات انجام شده با دفتر طرح، حداکثر عیار فسفر خروجی از معدن ۰/۱٪ معین شده که این عیار به عنوان یک قید در برنامه‌ریزی تولید، منظور خواهد شد. نتایج حاصل از اجرای مدل تعریف شده، اشاره بر تامین محدودیت مذکور در تمامی دوره‌ها بااستثنای دوره‌ی آخر دارد (شکل ۵-۶).

گفتنی است که تناژ کانسنگ در این دوره حدود ۲ میلیون تن کمتر از سایر دوره‌ها بوده و در صورتی که نتایج به صورت تجمعی بررسی شوند، این قید نیز به طور کامل تامین خواهد بود و در سیکل فرآوری نیازی به جداکننده خاصی برای مقدار فسفر موجود در کانسنگ، نخواهد بود.



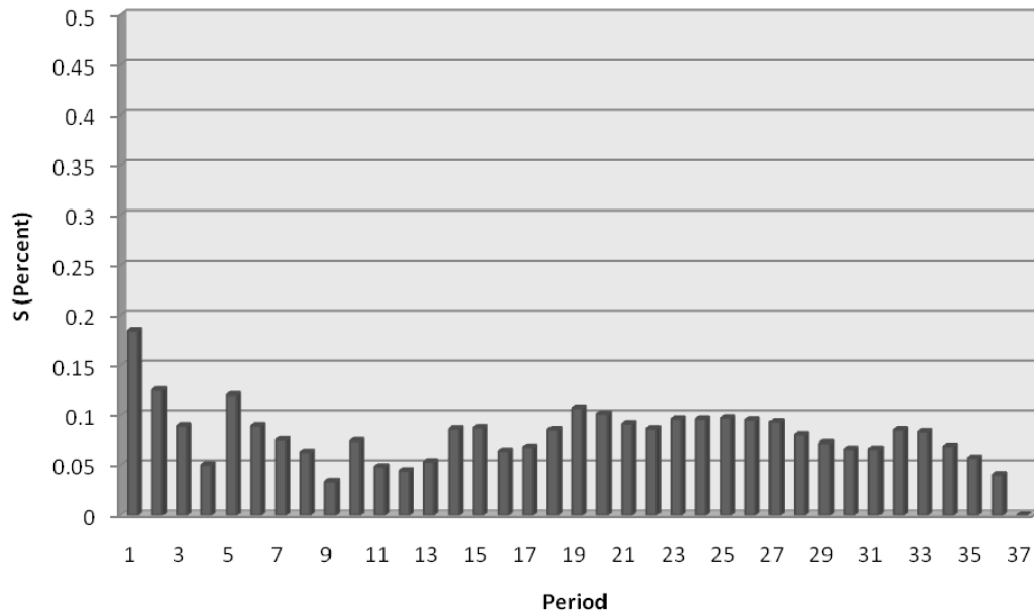
شکل ۵-۶- هیستوگرام عیار فسفر در برنامه زمانی استخراج طراحی شده

#### د) عیار گوگرد خروجی از معدن

براساس اطلاعات دریافت شده از دفتر طرح، حداکثر عیار گوگرد در کنسانتره خروجی معادل ۰/۵٪ است و چنانچه بتوان کانسنگ خروجی از معدن را با عیار گوگرد متحوی کمتر از این مقدار به خط خریدایش فرستاد، نیازی به بازنگری در خط فرآوری برای حذف گوگرد مازاد، نخواهد بود. پس از تعریف قید مذکور و اجرای مدل، ملاحظه می‌شود که این قید به طور کامل در برنامه زمانی استخراج آنومالی A سنگان رعایت شده و در هیچ یک از دوره‌ها، گزارشی مبنی بر افزایش درصد گوگرد از حد مجاز وجود نخواهد داشت (شکل ۵-۷).

#### ذ) تناژ کانسنگ استخراجی

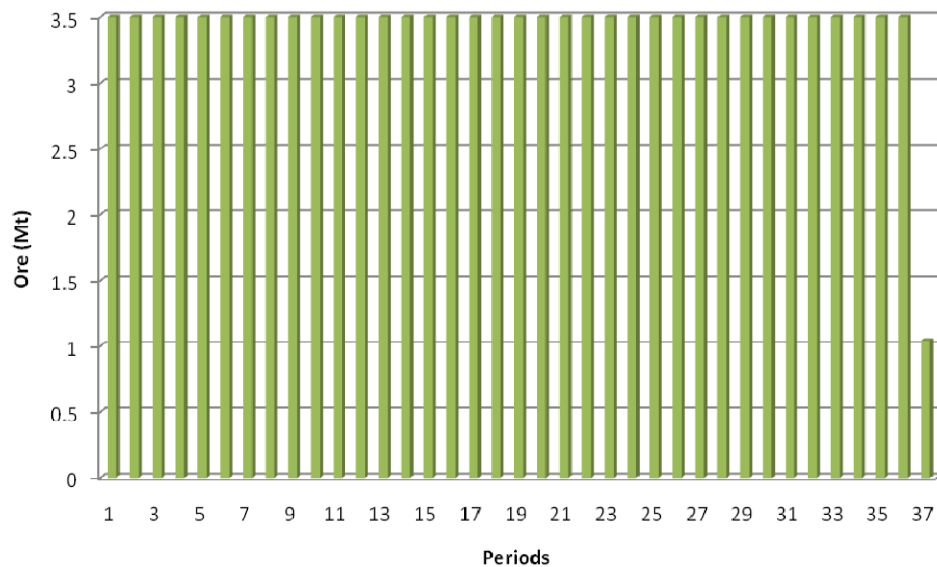
میزان تناژ کانسنگ استخراجی بر مبنای در نظر گرفتن ظرفیت سنگ شکن به عنوان عامل محدود کننده معادل ۳/۵ میلیون تن در سال در نظر گرفته می‌شود. این میزان به طور کامل توسط برنامه طراحی شده تامین می‌شود (شکل ۵-۸).



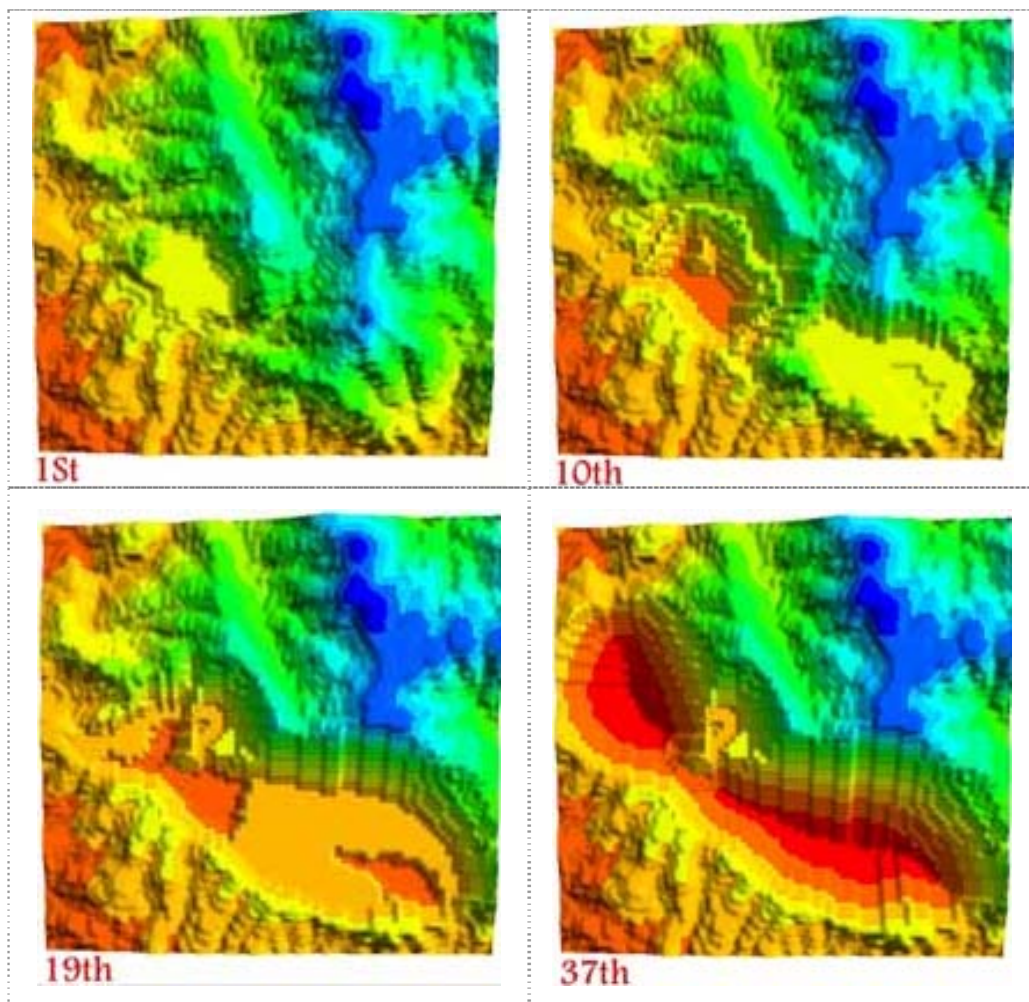
شکل ۵-۷- هیستوگرام عیار گوگرد در برنامه زمانی استخراج طراحی شده

ر) شکل ۵-۹ نیز شکل محدوده‌ی گسترش پیت را در برخی از بازه‌های زمانی نشان می‌دهد.

ز) در جدول ۵-۲، نتایج حاصل از برنامه‌ریزی تولید طراحی شده برای آنومالی A ارائه شده است.



شکل ۵-۸- هیستوگرام کانسنگ تولیدی در برنامه زمانی استخراج طراحی شده

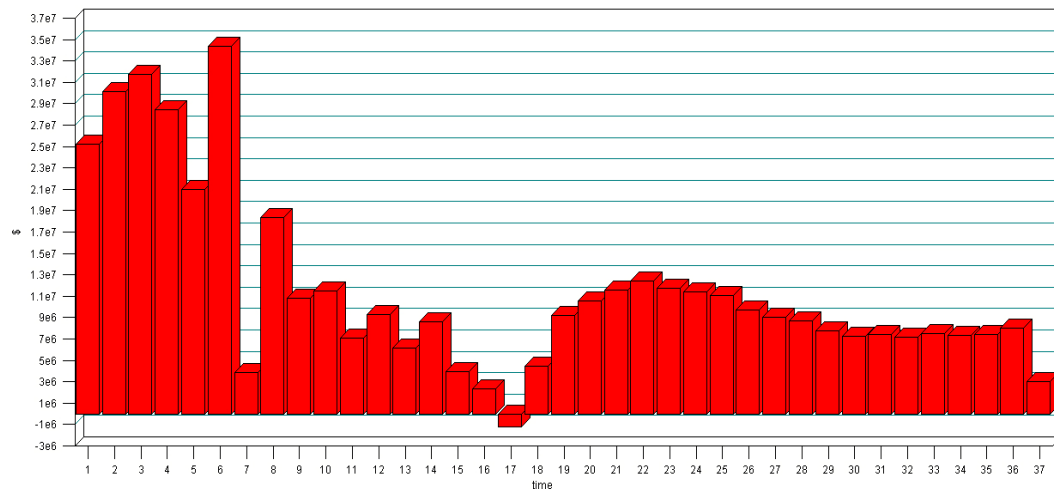


شکل ۵-۹- فازهای توسعه‌ای معدن در بازه‌های زمانی مختلف

از آنجا که استخراج مواد موجود در محدوده نهایی در واحد زمان امکان‌پذیر نیست، لذا با برنامه‌ریزی برای استخراج و فازبندی بلوک‌های استخراجی موجود در محدوده نهایی، طوری عمل می‌شود که با توجه به ارزش زمانی پول، بیشترین سود عاید معدن شود. بنابراین لازم است که قسمت‌های پرعیار در سال‌های اولیه، و سپس قسمت‌های کم‌عیار همراه با باطله، در سال‌های آخر عمر معدن، استخراج شوند. در شکل ۵-۱۰، نمودار ارزش خالص فعلی در سال‌های مختلف ارائه شده است. از هیستوگرام‌های ترسیم شده می‌توان دریافت که بیشترین ارزش خالص فعلی، در سال‌های اولیه عمر معدن به دست آمده و به تدریج این ارزش در سال‌های بعد کاهش یافته است.

جدول ۵-۲- نتایج حاصل از برنامه‌ریزی تولید سالانه آنومالی A سنگ آهن سنگان

Period	Fe%	P%	S%	Total Ore (t)	Total Waste (t)	Stripping Ratio	Profit (\$)	NPV (\$)
1	36.179	0.091	0.184	3500000	3946861	1.128	26,574,203	25,451,896
2	35.365	0.049	0.125	3500000	1162829	0.332	32,566,136	29,873,494
3	44.194	0.013	0.089	3500000	7618066	2.177	36,913,948	32,431,735
4	38.832	0.014	0.05	3500000	3791407	1.083	46,014,536	38,719,936
5	34.976	0.015	0.12	3500000	2919764	0.834	14,826,033	11,948,804
6	40.666	0.015	0.089	3500000	1835712	0.524	31,203,871	24,086,175
7	33.012	0.025	0.075	3500000	8042154	2.298	43,911,763	32,463,859
8	37.469	0.018	0.063	3500000	5163355	1.475	20,797,468	14,726,164
9	39.375	0.004	0.033	3500000	9921375	2.835	38,916,621	26,392,114
10	38.221	0.012	0.074	3500000	8460401	2.417	28,350,436	18,414,448
11	38.246	0.007	0.048	3500000	10501274	3	14,528,085	9,037,893
12	37.985	0.006	0.044	3500000	8918395	2.548	19,556,809	11,652,437
13	37.779	0.005	0.053	3500000	10297767	2.942	5,205,581	2,970,625
14	38.693	0.009	0.086	3500000	9454798	2.701	6,741,977	3,684,900
15	35.674	0.014	0.087	3500000	9492622	2.712	2,756,837	1,443,143
16	32.907	0.011	0.064	3500000	8108658	2.317	2,118,081	1,061,942
17	32.833	0.028	0.068	3500000	10336782	2.953	-4,218,958	-2,025,925
18	34.133	0.059	0.085	3500000	7590137	2.169	8,847,413	4,069,063
19	35.836	0.064	0.107	3500000	5422908	1.549	18,423,718	8,115,500
20	36.522	0.065	0.101	3500000	4631556	1.323	23,489,303	9,909,871
21	36.838	0.068	0.091	3500000	3753440	1.072	28,644,288	11,574,329
22	37.018	0.071	0.086	3500000	2823506	0.807	32,813,317	12,698,950
23	36.377	0.067	0.096	3500000	2402760	0.687	32,440,626	12,024,494
24	36.012	0.055	0.096	3500000	1954626	0.558	33,603,017	11,929,322
25	35.627	0.041	0.097	3500000	1482636	0.424	33,957,612	11,546,079
26	34.785	0.04	0.095	3500000	1605837	0.459	31,550,606	10,274,601
27	34.457	0.04	0.093	3500000	1604897	0.459	30,469,058	9,503,338
28	33.879	0.049	0.08	3500000	1083451	0.31	29,323,722	8,759,840
29	33.235	0.056	0.072	3500000	1150304	0.329	26,108,291	7,469,910
30	32.879	0.06	0.066	3500000	1111893	0.318	27,622,636	7,569,409
31	33.137	0.058	0.066	3500000	742709	0.212	29,075,545	7,631,055
32	33.329	0.064	0.085	3500000	803346	0.23	30,722,166	7,722,688
33	33.907	0.071	0.083	3500000	498762	0.143	33,338,890	8,026,527
34	34.158	0.058	0.069	3500000	439853	0.126	33,995,607	7,838,974
35	34.509	0.035	0.057	3500000	159110	0.045	37,302,729	8,238,287
36	35.945	0.02	0.04	3500000	58740	0.017	21,078,961	4,458,671
37	40.894	0.243	0	1041830	57700	0.055	15020007	124887

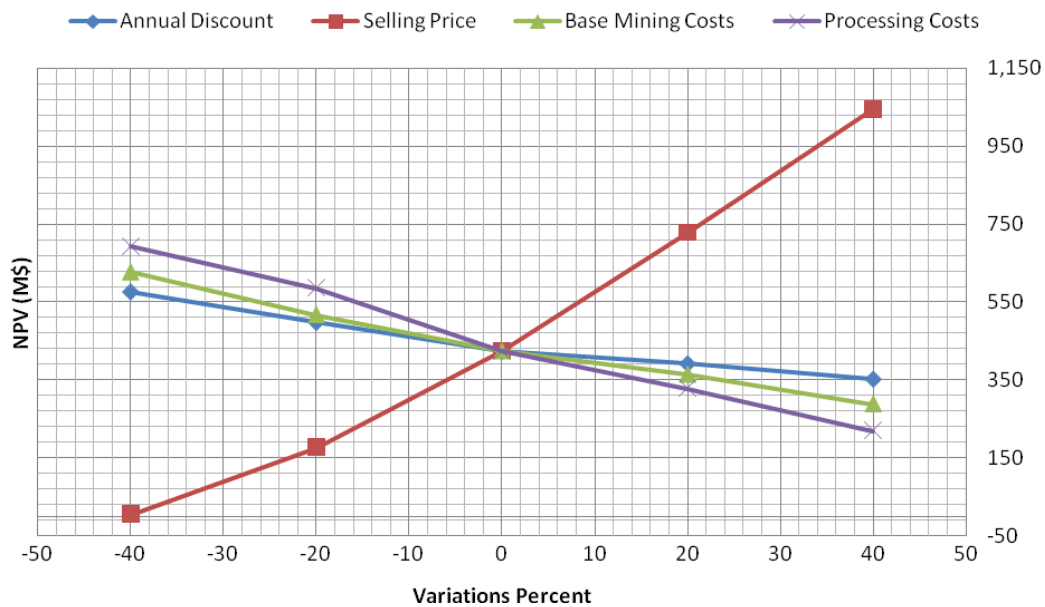


شکل ۵-۱۰- نمودار توسعه‌ای ارزش خالص فعلی، در سال‌های مختلف عمر معدن

#### ۵-۴- آنالیز حساسیت برنامه استخراج طراحی شده

میزان تأثیر عوامل دخیل در میزان سود دهی هر پروژه را می‌توان با انجام آنالیز حساسیت تشخیص داد. در آنالیز حساسیت، میزان تأثیرپذیری معیارهای توجیه کننده اقتصادی بودن طرح، نظیر ارزش خالص داخلی، مورد ارزیابی قرار می‌گیرد. با توجه به اینکه مبنای طراحی برنامه‌ریزی تولید علاوه بر مسائل فنی، ارزش خالص داخلی نیز می‌باشد و همچنین با توجه به مرتبط بودن این عامل با پارامترهایی نظیر قیمت فروش کنسانتره، نرخ تنزیل سالیانه و هزینه‌های استخراج و فرآوری که در آن‌ها عدم قطعیت وجود دارد، انجام آنالیز حساسیت، امری اجتناب ناپذیر خواهد بود. براین اساس، آنالیز حساسیت بر روی چهار عامل مذکور و موثر بر ارزش خالص فعلی پروژه صورت گرفت که نتایج آن در شکل ۵-۱۱، نشان داده شده است.

براساس نمودار ترسیم شده موثرترین پارامتر بر اقتصادی بودن طرح، قیمت فروش کنسانتره می‌باشد. این حساسیت به گونه‌ای است که با کاهش ۴۰٪ قیمت فروش، ارزش خالص فعلی پروژه، منفی خواهد شد و طرح را به کلی غیر اقتصادی خواهد کرد. پارامتر موثر بعدی هزینه‌های فرآوری است و پس از آن نرخ تنزیل سالیانه و هزینه‌ی معدن‌کاری پایه نیز تاثیر مشابه و اندکی بر اقتصادی بودن طرح در مقایسه با تاثیر قیمت فروش دارند.



شکل ۵-۱۱- آنالیز حساسیت NPV پروژه بر مبنای پارامترهای اقتصادی

گفتنی است که نمودار شکل ۵-۱۱، بر اساس قواعد آنالیز حساسیت، با تغییر پارامتر مورد بررسی و ثابت نگه داشتن تمامی پارامترهای دیگر ترسیم شده است. به این منظور، برای کلیه نقاط تعریف شده در نمودار، برنامه‌ریزی تولید از مرحله‌ی ساخت مدل بلوکی اقتصادی، تا انتها انجام گرفته و نتایج ارزش خالص فعلی برای پارامتر مورد بررسی ثبت شده است.



# فصل ششم

## [نتایج و پیشنهادات]

در این فصل به ارائه جمع‌بندی مختصری از آنچه در این تحقیق انجام شد و نتایج به دست آمده از آن پرداخته می‌شود و در ادامه نیز پیشنهاداتی برای ادامه راه این تحقیق و نیز راه‌کارهایی برای اقتصادی تر شدن طرح به مجریان آن ارائه می‌گردد.

## ۶-۱- نتایج حاصل از انجام این تحقیق

کانسار سنگ آهن سنگان که در این تحقیق مطالعاتی بر روی امکان‌پذیری طرح استخراج از یکی از آنومالی‌های آن صورت گرفته است، بیش از یک‌چهارم ذخایر آهن کشور را در بر دارد. از این‌رو انجام این دسته مطالعات اهمیتی حیاتی برای صنعت معدن و فولاد کشور خواهد داشت. بر اساس تحقیقات قبلی انجام شده به روی محدوده‌ی مورد مطالعه، روش استخراج مناسب، روش روباز تشخیص داده شده است که این روش معمولاً نیاز به سرمایه‌گذاری زیاد دارد و ممکن است بازه‌ی زمانی اجرای آن بسیار طولانی باشد. بنابراین لازم است که پس از انجام کارهای اکتشافی (شامل کارهای مقدماتی و تفصیلی) اقدام به مدل‌سازی هندسی کانسار و تخمین ذخیره آن کرد. لازم به ذکر است که تا زمان انجام این تحقیق، هیچ‌گونه مطالعه در مورد طراحی محدوده‌ی نهایی و طبقاً برنامه‌ریزی تولید به روی آنومالی A سنگان انجام نشده است و در حال حاضر، تنها اطلاعات اکتشافی طرح مذکور در دست است.

بر پایه توضیحات ارائه شده، با تلفیق اطلاعات حاصل از گمانه‌های اکتشافی و خطوط تراز توپوگرافی سطح زمین در منطقه، مدل هندسی کانسار ساخته شد. گستره‌ی این مدل ابعادی برابر با ۱۴۰۰ متر در ۱۳۷۰ متر سطح و ۷۰۰ متر عمق دارد. این مدل در مرحله‌ی بعدی با اطلاعات عیاری ترکیب شد تا مدل بلوکی زمین‌شناسی حاصل شود.

قبل از ساخت مدل عیاری اقدام به بررسی آماری داده شد تا بتوان وضعیت عیاری نمونه‌ها را بررسی کرد و طول مناسب برای کامپوزیت‌سازی را یافت. نتایج نشان دادند که متوسط عیاری آهن در منطقه پایین است که این خود رژیم خاصی را بر سیستم تحمیل خواهد کرد که در قسمت پیشنهادات به آن اشاره خواهد شد. مطالعات همچنین نشان دادند که منطقه از نظر متوسط عیاری

فسفر و گوگرد از وضعیت عیاری مناسبی برخوردار است اما بر اساس نیاز در مراحل بعد، متوسط عیاری را باید کنترل کرد که در بندهای بعدی به این مساله پرداخته خواهد شد.

با توجه به ابعاد بلوک‌های انتخابی و لایه‌ای بودن کانسار، طراح در مدل‌سازی ملزم به رعایت طول مناسب برای کامپوزیت سازی خواهد بود که با مطالعات آماری انجام شده و کنترل واریانس و خطا، بهترین طول برای کامپوزیت سازی، طول ۴ متر انتخاب شد. برای انتخاب این طول، بررسی آماری طول نمونه‌ها نیز در مغزه‌های اکتشافی حفاری شده، امری ضروری می‌نمود.

مطالعه آماری بر روی نسبت  $Fe/FeO$  نشان داد که کانسار مورد مطالعه، غالباً از مگنتیت تشکیل شده و مدول اکسیداسیون آن تقریباً در تمامی بخش‌ها، کمتر از ۳ یعنی بیش از ۷۰ درصد حاوی مگنتیت خواهد بود. بنابراین در مراحل بعد در طراحی خط فرآوری باید به این نکته توجه شود و پایه طراحی خط را بر مگنتیتی بودن کانسنگ استوار کرد.

پس از ساخت مدل بلوکی عیاری، تخمین ذخیره‌ی کانسار به سه روش نزدیک‌ترین همسایگی، عکس مجذور فاصله و کریجینگ معمولی انجام گرفت که نتایج روش نزدیک‌ترین همسایگی، در مقایسه با دو روش دیگر، اندکی غیر واقعی می‌نمود. در مرحله‌ی بعد به کمک غربال کردن داده‌ها، منحنی تناژ عیار محدوده مورد مطالعه بر اساس هر سه روش مذکور ترسیم شد تا در دوره‌های مختلف با توجه به تغییرات بازار و به دنبال آن تغییر عیار حد، در هر زمان بتوان میزان ذخیره موجود را ارزیابی کرد.

بر اساس مطالعات انجام شده، از بین تمامی الگوریتم‌های تعیین این محدوده، دو روش برنامه‌ریزی پویا و تئوری گراف لرج-گروسمن هستند که شاخص بوده و از نظر ریاضی قابل اثبات‌اند. این دو الگوریتم قادر به یافتن محدوده بهینه‌ی نهایی به ترتیب در حالت‌های دو و سه بعدی هستند. سایر روش‌های تعیین این محدوده، یا ابتکاری هستند و یا با اینکه اثبات ریاضی نیز دارند هنوز کاربری آن‌ها به روی مدل‌های بزرگ آزمایش نشده است.

برای تعیین محدوده بهینه‌ی نهایی آنومالی A سنگان در این تحقیق، از روش‌های مخروط متحرک مثبت و تئوری گراف لرج-گروسمن استفاده شده است. از آن‌جا که روش گراف تئوری لرج-گروسمن همیشه جواب بهینه را به دست می‌دهند، پاسخ آن‌ها معیار مناسبی برای اعتبار سنجی عملکرد سایر الگوریتم‌ها خواهد بود. از آن‌جا که دو الگوریتم‌های مذکور به روی مدل بلوکی اقتصادی عمل

می‌کنند، در این مرحله اقدام به ساخت مدل بلوکی اقتصادی شد. این مدل از اعمال داده‌های اقتصادی بر روی مدل عیاری با در نظر گرفتن عیار کنسانتره ۶۸ درصد و راندمان ۵۰ درصد، برای خط فرآوری و ۹۵ درصد برای عملیات استخراج ساخته شد. بر مبنای مطالعات انجام شده برای روش‌هایی که کنترل عیار در آن‌ها به صورت دستی انجام می‌شود، عیار حدی در نظر گرفته شد تا بلوک‌هایی که دارای عیار پایین‌تر از این عیار هستند به دپوی باطله فرستاده شوند. عیار حد در نظر گرفته شده بر اساس داده‌های اقتصادی موجود، معادل ۲۲/۴٪ تعیین شده است.

در بخش تعیین محدوده بهینه نهایی، از دو روش مخروط شناور سه بعدی و گراف تئوری لرج-گروسمن بهره گرفته شده است. مطالعات نشان داد که الگوریتم مخروط شناور سه بعدی، یک الگوریتم ابتکاری محسوب می‌شود که همیشه منجر به جواب بهینه نخواهد شد. پس از اجرای الگوریتم‌های مذکور به روی مدل بلوکی اقتصادی ارزش پیت به روش مخروط شناور سه بعدی معادل ۸۷۲ میلیون دلار و به روش گراف تئوری لرج-گروسمن ۸۸۸ میلیون دلار به دست آمد. با توجه به بهینه بودن روش گراف تئوری لرج-گروسمن و با مقایسه نتایج حاصل از اجرای این دو الگوریتم می‌توان دریافت که روش مخروط شناور سه بعدی در تعیین محدوده سه بعدی پیت نهایی با ۱۴ میلیون دلار اختلاف نسبت به روش گراف تئوری لرج-گروسمن با ۱/۶۲٪ خطا مواجه خواهد بود که این خطا در پروژه‌های بزرگ مبالغ چشم‌گیری را به خود اختصاص خواهد داد. اما در پروژه‌های کوچک مقیاس‌تر، این الگوریتم نیز قابل اعتماد خواهد بود. بنابراین روش مخروط متحرک سه بعدی، در کانسارهایی که در آن‌ها تغییر پذیری عیاری چندانی وجود ندارد، قابل اعتماد خواهد بود اما در مورد کانسارهای با ارزش پورفیری که عیارها بسیار پایین و پراکندگی آن‌ها نیز بسیار است، باید از روش‌های معتبرتری نظیر تئوری گراف لرج-گروسمن استفاده نمود.

در ادامه با توجه به بهینه بودن نتیجه‌ی حاصل از گراف تئوری لرج-گروسمن تحلیل حساسیت به روی پارامترهای اقتصادی که موثر در ارزش کلی پیت بودند و در عین حال عدم قطعیت در آن‌ها وجود داشت (قیمت فروش، هزینه‌های استخراج و فرآوری) صورت گرفت و موثرترین پارامتر قیمت فروش معین شد. در رده‌های بعدی حساسیت نیز هزینه‌های فرآوری و استخراج قرار گرفتند.

با مشخص شدن محدوده‌ی نهایی پیت در کانسار مورد مطالعه، می‌توان به ایجاد سکانس‌های استخراجی و برنامه‌ریزی تولید آن‌ها پرداخت. در این تحقیق ابتدا به کمک روش پارامتری کردن،

پیت‌های لانه‌ای ساخته شدند و سپس برنامه‌ریزی تولید به روی آن‌ها به روش برنامه‌ریزی پویا و به کمک نرم‌افزار NPV Scheduler انجام شد. برای این منظور تعداد شش عدد پوش‌بک با محدودیت‌های:

۱- حداقل فضای دسترسی لازم معادل ۶۰ متر، ۲- حداقل کانسنگ قابل استخراج برابر ۳/۵ میلیون تن در هر پوش‌بک و ۳- حداکثر تعداد پوش‌بک ساخته شد تا برنامه‌ریزی تولید با متغیرهای دودویی کمتر و قابل حل در پوش‌بک‌های مذکور اجرا شود. با توجه به اینکه هرچه تعداد پوش‌بک‌ها بیشتر باشد برنامه‌ریزی تولید انجام شده دارای ارزش خالص فعلی بالاتری خواهد بود، تعداد ۳ تا ۹ پوش‌بک ایجاد شد که از بین این تعداد با در نظر گرفتن تراز بودن منابع در سال‌های مختلف، تعداد ۶ عدد پوش‌بک، به عنوان بهترین گزینه، انتخاب شد.

برای برنامه‌ریزی تولید در این مرحله نیاز به تعریف متغیرهای هدف برای اختصاص بلوک‌های دارای ویژگی‌های خاص به دوره‌های مختلف است. یکی از این محدودیت‌ها حداقل عرض کف بود که به واسطه ایجاد پوش‌بک‌ها معادل ۶۰ متر در نظر گرفته شد و در این مرحله نیازی به کنترل آن نخواهد بود. پارامتر کنترلی بعدی حداقل تناژ کانسنگ در طی یک سال کاری است که بر اساس خوراک مورد نیاز خط خردایش، معادل ۳/۵ میلیون تن در سال، در نظر گرفته می‌شود. پارامتر کنترلی بعدی نیز، نسبت باطله‌برداری حداقل است که پس از ترسیم منحنی نسبت باطله‌برداری سربسری، با توجه به متوسط عیاری کانسار حداکثر معادل ۳ در محاسبات وارد می‌شود. حداقل عیار ورودی برای آهن، فسفر و گوگرد نیز به ترتیب برابر ۵۰، ۰/۱ و ۰/۵ درصد منظور می‌شود.

نتایج حاصل از حل مساله برنامه‌ریزی تولید با هدف بیشینه کردن ارزش خالص فعلی و با محدودیت‌های ذکر شده نشان داد که از میان قیده‌های تعریف شده حداکثر درصد گوگرد و کمینه کردن نسبت باطله‌برداری به طور کامل رعایت خواهد شد، حداکثر درصد فسفر نیز، به جز در سال آخر استخراج این معدن، در همه‌ی سال‌ها رعایت می‌شود. در مورد عیار آهن نیز به خاطر پایین بودن متوسط عیاری این آنومالی، این قید در هیچ‌یک از سال‌ها برآورده نشده و طراح ناگزیر از ترکیب کانسنگ تولیدی از این معدن با سایر آنومالی‌ها که دارای متوسط عیاری آهن بالاتری می‌باشند، خواهد بود.

با توجه به تراز کردن منابع در مرحله‌ی ایجاد پوش‌بک‌ها، منحنی نسبت باطله‌برداری از روش

فازبندی پیروی می‌کند که این نوع باطله‌برداری بهترین روش از میان روش‌های موجود است. در مجموع آنومالی A معدن سنگ آهن سنگان، با توجه به پارامترهای اقتصادی موجود در مدت زمان ۳۶/۵ سال، با ارزش خالص فعلی ۴۲۵ میلیون دلار، قابل استخراج خواهد بود. در نهایت نیز با تحلیل حساسیت پارامترهای اقتصادی و زمانی که در آن‌ها عدم قطعیت وجود دارد بر روی ارزش خالص فعلی پروژه، مشخص شد که قیمت فروش به عنوان موثرترین فاکتور و هزینه‌های فرآوری، هزینه‌های استخراج و نرخ تنزیل سالیانه در رتبه‌های بعدی از نظر حساسیت، قرار خواهند گرفت.

## ۶-۲- پیشنهادات

۱. از آن‌جا که دو مساله طراحی محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید معادن روباز، دو مساله جدا از هم نیست و این دو طراحی با هم طبیعت دوره‌ای دارند (معمای ویتل)، پیشنهاد می‌شود که برای حل همزمان آن‌ها در مدل‌های بزرگ و واقعی تلاش‌هایی صورت گیرد. به نظر می‌رسد که روش‌های پارامتری کردن و در ادامه آن‌ها تکنیک‌های تحقیق در عملیاتی نظیر روش شاخه و حد، راه حل‌های مناسبی برای حل همزمان این دو مساله باشد.
۲. بر اساس مطالعات انجام شده در زمان تدوین این پایان‌نامه، از روش شبکه‌های عصبی مصنوعی در تعیین محدوده‌ی بهینه واقعی تنها در موارد اندکی بهره گرفته شده است که ارائه کنندگان آن نیز جزئیات کار خویش را بیان نکرده‌اند. با توجه به ماهیت ابتکاری این روش و وجود نرم‌افزارها و کدهای فروانی که برای کار با شبکه‌های عصبی مصنوعی هم‌اکنون در دسترس است، توصیه می‌شود برای حل مساله محدوده‌ی بهینه نهایی و برنامه‌ریزی تولید با این روش، تلاش‌هایی صورت گیرد.
۳. براساس طرح تعریف شده از دفتر مهندسی طرح سنگان، عیار کف کانسنگ ورودی به خط خردایش باید حداقل دارای ۵۰٪ آهن باشد تا بتوان فرآیندهای بعدی را به‌روی آن پیاده‌سازی کرد. بر اساس مطالعات انجام شده در این تحقیق، شرط فوق به خاطر پایین بودن متوسط عیاری آهن در آنومالی A، به هیچ عنوان قابل اجرا نبوده و طراح خط فرآوری ناگزیر از اختلاط بار معدنی این آنومالی با سایر آنومالی‌های سنگان، که از درصد بالاتر آهن برخوردارند، خواهد بود. بنابراین با توجه به وابستگی بار معدنی آنومالی A به سایر آنومالی‌ها، مطالعاتی برای انتخاب محل

مناسب برای جانمایی خط خردایش این مجموعه، صورت گیرد. مطالعه مذکور می‌تواند به صورت یک تصمیم‌گیری چند معیاره با هدف دستیابی به حداقل عیاری لازم و کمینه‌سازی هزینه‌های ترابری تعریف شود.

۴. همچنین با توجه به پایین بودن عیار در محدوده‌ی مورد مطالعه، توصیه می‌شود که برنامه‌ریزی تولید به روی محدوده‌ی نهایی دو یا چند معدن این کانسار که قرار بر امتزاج بار خروجی از آنان است به صورت همزمان به کمک نرم‌افزارهایی چون Multimine Scheduler صورت گیرد. این نرم‌افزارها بلوک‌های موجود در محدوده‌های معدنی مورد مطالعه را به صورت همزمان مورد ارزیابی قرار داده و مناسبترین ترکیب استخراج از کلیه‌ی محدوده‌های ورودی را گزارش می‌کنند.

۵. با مشخص شدن محل دامپ‌های باطله و خط خردایش، می‌توان برنامه‌ریزی تولید را براساس مقصد بعدی مواد و نیز سیستم ترابری مورد نیاز بهینه سازی کرد. این کار با مدل‌سازی نرم‌افزاری و با استفاده از اطلاعات دقیق اقتصادی طرح امکان‌پذیر خواهد بود.

۶. در ادامه توصیه می‌شود که مطالعاتی در مورد کاربرد سنگ‌شکن‌های متحرک (In Pit Crushers) در محدوده‌ی معدن مذکور صورت گیرد تا بار معدنی کم عیار سیکل خردایش خود را در محل معدن طی کرده و سپس به کمک نقاله‌های متحرک و ثابت، به محل اختلاط با بار پر عیار فرستاده شود. این امر هزینه‌های ترابری که بیش از نیمی از هزینه‌های استخراج معادن را تشکیل می‌دهند، را کاهش داده و علاوه بر اقتصادی‌تر کردن طرح و کم کردن هزینه‌های سرمایه‌گذاری اولیه، حجم بالای ماشین‌آلات مورد نیاز را نیز می‌کاهد و کنترل مناسب فرآیند استخراج را به خاطر عدم تمرکز عملیات، آسان‌تر می‌کند.

۷. با توجه به مشخص نبودن محل دامپ‌های باطله و مقصد بعدی مواد معدنی، امکان طراحی جاده‌های اصلی و رمپ‌های ارتباطی در این مرحله وجود ندارد. توصیه می‌شود که ادامه‌ی راه این تحقیق با مشخص کردن محل‌های مذکور و طراحی جاده‌ها همراه باشد.

۸. با توجه به اینکه رمپ‌ها موجب افت ماده معدنی و کاهش شیب نهایی معدن می‌شوند، توصیه می‌شود که با توجه به ظرفیت بالای باربری و استحکام سنگ‌های غیر اکسیده‌ی آهن دار در منطقه، مطالعاتی در مورد احداث رمپ‌های زیرزمینی صورت گیرد. چراکه بر اساس نظریات هوسترویلد، ایجاد رمپ‌های زیرزمینی موجب افزایش ۳ درصدی شیب نهایی معدن خواهند شد

که این افزایش شیب در معادنی که دارای عمق زیادی می‌باشند، شامل حجم بسیار عظیمی از باطله خواهد بود.

۹. از آن‌جا که در زمان انجام مطالعات اولیه این تحقیق، هنوز هیچ خط پایلوتی در محدوده مورد نظر احداث نشده است و مطالعات اقتصادی نیز در مورد این آنومالی صورت نگرفته، توصیه می‌شود که بر روی امکان سنجی طرح احداث خط خردایش مشترک بین این آنومالی با آنومالی‌های دیگر مطالعاتی صورت گیرد تا بتوان در مورد پارامترها و متغیرهای اقتصادی موثر در طراحی محدوده و برنامه‌ریزی تولید به روی آن، طراحی واقعی‌تر با اطلاعات صحیح‌تر انجام داد.
۱۰. همانطور که اشاره شد اساس طراحی‌های محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید در معادن، متغیرهای اقتصادی و مشخصات هندسی توده سنگ هستند. مشخصات هندسی توده سنگ تنها بر پارامترهای فیزیکی استخراج تاثیرگذارند. بنابراین مهمترین مشکلاتی که یک محقق در فرآیند طراحی خود با آن مواجه است، دشواری در جمع‌آوری داده‌ها و پارامترهای اقتصادی خواهد بود که این مشکل، در بعضی موارد به حدی می‌رسد، که فرآیند طراحی را به کلی مختل خواهد کرد. توصیه می‌شود از طرف سازمان، یا نهادی که دسترسی به قراردادها و اطلاعات اقتصادی شرکت‌های معدنی دارد، اقدام به تاسیس بانک‌های اطلاعاتی اقتصادی به روز برای معادن شود تا این مشکل از پیش پای طراحان برداشته شده و طرح‌های کاربردی‌تر و با قابلیت اجرای بهتر، از سوی آن‌ها پیشنهاد گردد.



### فهرست منابع به ترتیب حروف الفبا

- اصانلو، م.، ۱۳۸۴، *روش‌های استخراج معادن سطحی*. جلد اول، چاپ دوم، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، صفحه ۱۹۵-۳.
- جلالی، س. م. ا.، کشمیری، ب.، ۱۳۸۰، *طراحی مقدماتی محدوده نهایی معدن کالامین مهدی‌آباد یزد*. مجموعه مقالات اولین کنفرانس معادن روباز، کرمان.
- حسینی، س. م. ع.، ۱۳۸۵، *مروری بر الگوریتم‌های تعیین محدوده بهینه و برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز*. سمینار کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- خالوکاکی، ر.، ۱۳۸۳، *طراحی محدوده بهینه نهایی معدن به کمک الگوریتم مخروط شناور II و مقایسه آن با الگوریتم لرج-گروسمن*. انجمن مهندسی معدن ایران، جلد اول، صفحه ۴۶۶-۴۵۱.
- خالوکاکی، ر.، ۱۳۸۴، *بررسی روشهای مختلف طراحی محدوده بهینه نهایی در معادن روباز*. *مجله علوم و فنون دانشگاه صنعتی شاهرود*، شماره (۶ و ۷)، صفحه ۳۱-۱۹.
- رایت، ا.، ۱۹۹۰، *طراحی معادن روباز*. مترجم، مدنی، ح.، چاپ اول، انتشارات دانشگاه بین‌المللی امام خمینی، قزوین، صفحه ۱۳۰-۷۵.
- رضایی کاخکی، م.، ۱۳۸۶، *بهینه سازی و برنامه ریزی تولید معدن آهن ۲ گل گهر با استفاده از نرم‌افزارهای NPV Scheduler و Wittle*. پایان نامه دوره کارشناسی ارشد، دانشگاه تربیت مدرس.
- شرکت ملی فولاد ایران، ۱۳۸۳، *وضعیت اکتشاف و ذخایر معادن سنگ آهن سنگان*. دفتر امور مهندسی طرح تجهیز معادن سنگ آهن سنگان، تهران.
- شرکت ملی فولاد ایران، ۱۳۸۵، *گزارشات داخلی*، تهران.

- میرزایی نصیرآباد، ح.، ۱۳۸۱، تعیین محدوده بهینه و برنامه‌ریزی تولید به کمک الگوریتم ژنتیک. پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- یآوری شهرضا، م.، ۱۳۸۶، طرح پژوهشی توسعه نرم‌افزار تعیین محدوده بهینه معدن‌کاری روباز، مرکز تحقیقات و فرآوری مواد معدنی یزد.
- یوسفی، م.، خالوکاکی، ر.، ۱۳۸۵، کاربرد کامپیوتر در معدن، انتشارات جهاد دانشگاهی دانشگاه صنعتی امیرکبیر، صفحه ۲۳۵-۲۱۵.
- Bohnet.E.L. , 1990, *Optimum Production Scheduling*, Surface Mining 2<sup>nd</sup> Edition, p.p. 476-479
- Cacceta L., Hill S.P., 2000, *an application of branch and cut to open pit mine scheduling*. journal of global optimization, 27, pp. 349-365.
- Carlsol, T. R., Erickson, J. D., O'Brain D. T. and Pana, M. T., 1966, *Computer techniques in mine planning*. *Mining Engineering*, Vol. 18, No. 5, p.p. 53-56.
- Dagdelen, K. and Johnson, T. B., 1986, *Optimum open pit mine production scheduling by lagrangian parameterization technique*. Proceedings of the 19<sup>th</sup> symposium on the application of the computers and operations research in the mineral industries (APCOM), p.p. 127-142.
- Datamine Co., 2007, *Datamine user's guide*. Version 3.0, <http://www.datamine.co.uk>.
- David, M., Dowd, P. A. and Korobov, S., 1974, *Forecasting departure from planning in open pit design and grade control*. Proceeding of the 12<sup>th</sup> symposium on the application of the computers and operations research in the mineral industries (APCOM), Colorado School of Mines, Vol. 2, p.p. F131-F142.
- Dowd, P. A. and Onur, A. H., 1993, *open pit optimization* - part 1: optimal open pit design. Trans. Inst. Mining and Metallurgy, Section A: Mining Industry, No. 102, p.p. A95-A104
- Earthwork, 1999, 2003, *NPV Scheduler user's guide*. Version 3.1.
- Gershon, M. E., 1987, *an open-pit production scheduler: algorithm and implementation*. American institute of mining metallurgical and petroleum engineering, Vol. 282.

- Gordon, S. T., 1996, *pit optimization and mine production scheduling-the way ahead*, Proceedings of the 26<sup>th</sup> symposium on the application of the computers and operations research in the mineral industries (APCOM), p.p. 221-228.
- Hustrulid, W. & Kuchta, M. ,1995, *Open pit mine planning & design: Volume 1-Fundamentals*, A.A. Balkema, Rotterdam.
- Johnson, T. B. and Sharp, W., 1971, *a three-dimensional dynamic programming method for optimal pit design*; US Bureau of mines report on investigations, No. 7553.
- Johnson, T. B., 1968, *optimum open-pit mine production scheduling*. Ph.D. Dissertation, Operation research department, University of California, Berkely, California.
- Khalokakaei, R. Dowd, P. A. and Fowel, R. J., 2000, *Learchs-Grossman algorithm with variable slope angles*. Trans. Instn Min. Metall., Section A: Mining Industry, No. 109, p.p. A77-A85.
- Koenigsberg, E., 1982, *The optimum contours of an open pit mie: an application of dynamic programming*, Proceedings of the 17<sup>th</sup> symposium on the application of the computers and operations research in the mineral industries (APCOM), New York: AIME, p.p. 247-287.
- Korobov, S., 1974, *Method for determining optimal open pit limits*, Rapport EP 14-R-4, Ecole Polytechnics de Montreal.
- Lemieux, M., 1979, *Moving cone optimization algorithm*; in computer methods for the 80s, society of mining engineering of AIME, New York, p.p. 329-345.
- Osanloo, M., Gholamnejad, J. and Karimi, B., 2007, *Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms*, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, p.p. 1-33.
- Pana, M., 1965, *The simulation approach to open pit design*. Proceedings of the 5<sup>th</sup> symposium on the application of the computers and operations research in the mineral industries (APCOM), Arizona USA, p.p. zz1-zz24.
- 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.
- Shenggui Z. and Starfield, A. M., 1985, *Dynamic programming with color ZGraphic smoothing for open pit design on a personal computer*, International journal of Mining.

- Wang & Sevim, 1998, *Alternative to parameterization in finding a series of maximum metal pits for production*, Mining Engineering.
- Whittle, J. and Rozman, L. I., 1991, *open pit design in the 90s mining industry optimization conference*, p.p. 13-17.
- Whittle, J., 1989, *the facts and fallacies of open pit optimization*. Whittle programming pty., ltd., North Balwyn, Victoria, Australia, 8p.
- Wilke, F. L. and Wright, E. A., 1984, *determining the optimal ultimate pit design for hard rock open pit mines using dynamic programming*. Erzmetall, No. 37, p.p. 139-144.
- Wright, E. A., 1999, *moving cone II - a simple algorithm for optimum pit limits design*, proceeding of the 28<sup>th</sup> symposium on the application of the computers and operations research in the mineral industries (APCOM), Colorado USA, p.p. 367-374.
- Wright, E. A., *The Use of Dynamic Programming for open pit mine design: Some practical implications*; Mining science and technology, p.p. 97-104.
- Young C. Kim, 1978, *Ultimate pit limit design methodologies using computer models- The state of the art*, SME Publications.
- Zhao, Y., Kim, Y.C., 1994, *a new optimum pit limit design algorithm*. 23rd APCOM Proceedings, pp. 421-434.

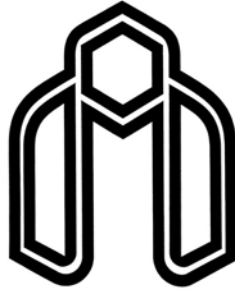
## **Abstract**

Sangan iron ore deposit contains more than a quarter of all geological iron reservoirs in Iran. The aim of the current study is to determine ultimate pit limits and production scheduling for the anomaly A of Sangan iron ore deposit with use of 3D methods.

For this purpose, 3D floating cone and Learchs-Grossman graph theory are used to determine ultimate pit limits. It should be mentioned the Learchs-Grossman algorithm can be proved that is the only method which is able to determine true optimum pit limits. Results of modeling and execution of 3D floating cone and Learchs-Grossman graph theory lead to pit values equal to 872M\$ and 888M\$ respectively. These results indicate that 3D floating cone method has encountered with 14M\$ or 1.62% variation in comparison with graph theory method. Therefore production scheduling is carried out on the optimum pit limits determined by the Learchs-Grossman method. For this purpose combination of the parameterization technique and dynamic programming method is used with regard to appropriate design criteria. The results showed that the restriction with current limitation will be extracted in 36.5 years with net present value of 425M\$.

Sensitivity analysis is carried out on both final pit limit and production scheduling with consideration of profit and NPV as random variables. The result of sensitivity analysis showed that the selling price is the most sensitive. Forty percent depreciation in unit selling price will make the project uneconomic.

**Keywords:** Sangan iron ore deposit, ultimate pit limit, floating cone, dynamic programming, Learchs-grossman graph theory, production schedule, parameterization technique, sensitivity analysis.



**Shahrood University of Technology**  
**Faculty of Mining Engineering, Petroleum and Geophysics**

**Design of Optimum Pit Limits and Production Scheduling of  
Anomaly No. A, Sangan Iron Ore Deposit**

By:

**Seyed Mohammad Ali Hosseini**

Under supervision of

**Dr. Mohammad Ataei**  
**Dr. Reza Khalookakaei**

Consultant

**Zamar Mofti**

**A thesis submitted to graduate studies office**  
**In partial fulfillment of requirement for the degree of**  
**Master of Science**  
**In**  
**Mining Engineering**

Summer 2008