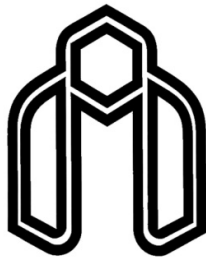


بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

گروه استخراج

پایان نامه کارشناسی ارشد

عنوان:

تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه ریزی تولید در محدوده آنومالی های C

شمالی و جنوبی معدن سنگ آهن سنگان

ارائه دهنده:

میثم سالکی

اساتید راهنما:

دکتر رضا کاکایی

دکتر محمد عطایی

استاد مشاور:

مهندس عبدالرئوف مشهور رودی

تابستان ۱۳۸۹

این کار ناچیزتر از آن است که به کسی تقدیم گردد.

اما، می‌توان به یاد آنان که اگر نبودند ما نبودیم، هر سطرش را رقم زد.

او که همه جانم فدای خاک قدمش...

سید و سرور کائنات

حجت ابن الحسن العسکری

(ع)

مادر و پدر عزیزتر از جانم که نام او را به من یاد دادند.

به امید ظهور

تشکر و قدردانی

اینجانب بر خود لازم می‌دانم که در این چند خط محدود از تلاش‌ها و کمک‌های بی‌حد و حصر اساتید راهنمای خودم آقایان دکتر رضا کاکایی و دکتر محمد عطایی کمال تشکر را داشته باشم، که در مسیر تهیه و ارائه این پروژه کمال همکاری را با اینجانب داشته‌اند.

در ادامه از جناب آقای مهندس مشهور رودی کمال تشکر را داشته که اینجانب را انجام این تحقیق یاری کردند سپاسگزارم.

در انتها از خانواده‌ام که در تمامی مراحل زندگی یار و همراه من بودند تشکر و قدردانی می‌کنم.

چکیده:

کانسار سنگ آهن سنگان یکی از مهم‌ترین مناطق معدنی کشور محسوب می‌شود. این کانسار در رونق اقتصادی منطقه شرق کشور و تولید فولاد نقش مهمی دارد. کانسار مذکور در محدوده‌ای مستطیل شکل به طول و عرض تقریبی ۱۱ و ۷ کیلومتر قرار دارد که به سه آنومالی اصلی A، B، C تقسیم شده است. آنومالی C هم به دو آنومالی C شمالی و جنوبی تقسیم گردیده است. در این پایان‌نامه به تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه‌ریزی تولید آنومالی‌های C شمالی و جنوبی منطقه سنگ آهن سنگان پرداخته شده است.

برای مدل‌سازی آنومالی‌ها از نرم‌افزار Datamine استفاده شده است و پس از ساختن مدل بلوکی آنومالی‌های مذکور تخمین ذخیره برای آنها به سه روش نزدیک‌ترین همسایگی، عکس مجذور فاصله و کریجینگ صورت گرفت. نتیجه تخمین ذخیره به روش کریجینگ که در مراحل بعد مدل بلوکی آن مورد استفاده قرار گرفت نشان داد که ذخیره ماده معدنی آنومالی C شمالی ۷۴۹۷۳۵۸۹ تن با عیار متوسط ۰۶/۳۷ درصد و ذخیره ماده معدنی آنومالی C جنوبی ۱۷۳۲۴۰۵۴۲ تن با عیار متوسط ۵۴/۲۲ درصد می‌باشد. با استفاده از نرم‌افزار NPV Scheduler بر اساس روش مبتنی بر نظریه گراف محدوده بهینه نهایی برای آنومالی‌های C شمالی و جنوبی با ارزش تنزیل نشده، به ترتیب، ۶۵۰۶۸۹۷۹۷۰۶۵ دلار و ۶۶۱۸۴۰۶۸ دلار به دست آمد. پس از تحلیل حساسیت روی محدوده نهایی مشخص شد که محدوده نهایی نسبت به تغییرات قیمت دارای حساسیت بیشتری نسبت به پارامترهای دیگر است.

در مرحله بعد برنامه‌ریزی تولید برای دو آنومالی C شمالی و جنوبی صورت گرفت. نتایج به دست آمده نشان می‌دهند معدن آنومالی C شمالی دارای عمر ۲۶ سال با ارزش خالص فعلی ۲۰۹۷۴۱۳۲۴ دلار و آنومالی C جنوبی به علت شرایط اقتصادی فعلی طراحی دارای عمر ۷ سال با ارزش خالص فعلی ۱۲۱۸۱۱۳۴ دلار شد.

در مرحله پایانی با در نظر گرفتن زمان استخراج بلوک‌های دو آنومالی مورد مطالعه به این نتیجه رسیده شد که پیت‌های این دو آنومالی به هم نمی‌رسند.

کلمات کلیدی: سنگان، آنومالی C شمالی، آنومالی C جنوبی، مدل بلوکی، روش نظریه گراف، محدوده بهینه نهایی، برنامه‌ریزی تولید

فهرست مطالب

فصل اول، کلیات و منطقه مورد مطالعه

۱-۱-مقدمه	۲
۱-۲- طراحی‌ها در معدن‌کاری روباز	۳
۱-۲-۱- محدوده نهایی	۳
۱-۲-۲- برنامه‌ریزی تولید در معادن	۳
۱-۳- منطقه سنگ آهن سنگان	۴
۱-۴- سوابق اکتشافی در منطقه سنگان	۵
۱-۵- ضرورت انجام پایان‌نامه	۸
۱-۶- هدف از انجام پایان‌نامه	۸
۱-۷- سازمان‌دهی پایان‌نامه	۹

فصل دوم، طراحی‌ها در معدن روباز

۱-۲-مقدمه	۱۲
۱-۲-۲- روش‌های طراحی محدوده بهینه نهایی	۱۲
۱-۲-۲-۱- مدل بلوکی	۱۳
۱-۲-۲-۲- محدوده بهینه نهایی	۱۴
۱-۲-۲-۲- الگوریتم مخروط شناور	۱۶
۱-۲-۲-۲- الگوریتم مخروط شناور ۲	۱۷
۱-۲-۲-۲- الگوریتم کروبوفا و روش‌های اصلاح‌شده آن	۱۷
۱-۲-۲-۲- الگوریتم برنامه‌ریزی پویا	۱۸

۱۹.....	۲-۲-۵- روش نظریه گراف
۲۰.....	۲-۲-۶- الگوریتم جانسون و شارپ
۲۱.....	۲-۳- برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز
۲۲.....	۲-۳-۱- انواع برنامه‌ریزی تولید
۲۳.....	۲-۳-۲- روش‌های برنامه‌ریزی تولید
۲۳.....	۲-۴- نرم‌افزارهای طراحی در معادن روباز
۲۴.....	۲-۴-۱- نرم‌افزار NPV Scheduler
۲۵.....	۲-۴-۲- Wittle Programming
۲۷.....	۲-۴-۳- نرم‌افزار PitDesign

فصل سوم، مدل‌سازی و تخمین ذخیره آنومالی‌های C شمالی و جنوبی سنگان

۲۹.....	۳-۱- مقدمه
۲۹.....	۳-۲- نرم‌افزار Datamine
۳۰.....	۳-۲-۱- اطلاعات ورودی
۳۰.....	۳-۲-۱-۱- فایل Assay
۳۲.....	۳-۲-۱-۲- فایل Collar
۳۲.....	۳-۲-۱-۳- فایل Survey
۳۳.....	۳-۲-۱-۴- فایل Points
۳۳.....	۳-۲-۲- ورود، پردازش و تحلیل داده‌ها
۳۳.....	۳-۲-۲-۱- ترکیب کردن داده‌ها
۳۷.....	۳-۲-۳- تهیه مقاطع زمین‌شناسی

- ۴۰-۲-۳- مثلت‌بندی و تهیه پوسته ماده معدنی ۴۰
- ۴۱-۲-۳- بلوک‌بندی ۴۱
- ۴۲-۲-۳- ابعاد بلوک‌ها ۴۲
- ۴۲-۲-۳- مختصات بلوک‌ها ۴۲
- ۴۳-۲-۳- ایجاد مدل بلوکی ماده معدنی و باطله ۴۳
- ۴۵-۲-۳- تخمین عیار ۴۵
- ۴۶-۲-۳- تخمین ذخیره آنومالی‌های Cs و Cn ۴۶
- ۴۶-۲-۳-۱- تخمین ذخیره به روش نزدیک‌ترین نقاط ۴۶
- ۴۸-۲-۳-۲- تخمین ذخیره به روش عکس مجذور فاصله ۴۸
- ۵۰-۲-۳-۳- تخمین ذخیره به روش کریجینگ ۵۰
- ۵۵-۲-۳-۴- مقایسه نتایج تخمین ذخیره به سه روش ۵۵

فصل چهارم، تعیین محدوده نهایی آنومالی‌های C شمالی و جنوبی سنگان

- ۵۹-۴-۱- مقدمه ۵۹
- ۵۹-۴-۲- نرم‌افزار NPV Scheduler ۵۹
- ۶۰-۴-۳- ورود مدل زمین‌شناسی به نرم‌افزار NPV Scheduler ۶۰
- ۶۲-۴-۴- تهیه مدل اقتصادی ۶۲
- ۶۳-۴-۴-۱- قیمت ۶۳
- ۶۳-۴-۴-۲- اعمال هزینه‌ها ۶۳
- ۶۳-۴-۴-۱- هزینه‌های معدن‌کاری ۶۳
- ۶۴-۴-۴-۲- هزینه‌های فرآوری ۶۴

- ۶۵.....۴-۲-۳-۴- ضریب تصحیح هزینه‌های معدن‌کاری
- ۶۵.....۴-۴-۳- ارزش بلوک‌ها
- ۶۶.....۴-۳-۱- عیار حد
- ۶۷.....۴-۴-۴- مدل اقتصادی در نرم‌افزار NPV Scheduler
- ۷۱.....۴-۵- تعیین محدوده نهایی
- ۷۱.....۴-۵-۱- پارامترهای هندسی
- ۷۱.....۴-۵-۱- ارتفاع پله
- ۷۲.....۴-۵-۱-۲- شیب پله
- ۷۲.....۴-۵-۱-۳- شیب دیواره معدن
- ۷۲.....۴-۵-۲- برنامه کاری معدن
- ۷۲.....۴-۵-۳- پیت نهایی
- ۷۳.....۴-۵-۱-۳- نتایج پیت نهایی
- ۷۶.....۴-۵-۳-۲- تحلیل نتایج پیت نهایی
- ۷۶.....۴-۵-۳-۳- تحلیل نتایج پیت نهایی آنومالی Cn
- ۷۹.....۴-۵-۳-۴- تحلیل نتایج پیت نهایی آنومالی Cs
- ۸۰.....۴-۵-۴- تحلیل حساسیت محدوده نهایی

فصل پنجم، برنامه‌ریزی تولید آنومالی‌های C شمالی و جنوبی سنگان

- ۸۵.....۵-۱- مقدمه
- ۸۵.....۵-۲- برنامه‌ریزی تولید با استفاده از نرم‌افزار NPV Scheduler
- ۸۶.....۵-۳- برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn

- ۱-۳-۵- پوش بک‌های آنومالی Cn ۸۶
- ۲-۳-۵- برنامه‌ریزی تولید سالیانه برای کل عمر معدن آنومالی Cn ۹۰
- ۱-۲-۳-۵- نسبت باطله‌برداری ۹۰
- ۲-۲-۳-۵- اهداف عیاری ۹۲
- ۳-۲-۳-۵- تناژ استخراجی ۹۲
- ۳-۳-۵- نتایج برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn ۹۲
- ۱-۳-۳-۵- عیار آهن، گوگرد و فسفر ۹۲
- ۳-۳-۳-۵- تناژ کانسنگ استخراجی ۹۵
- ۴-۳-۳-۵- ارزش خالص فعلی ۹۵
- ۵-۳-۳-۵- نتایج کلی برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn ۹۶
- ۴-۵- برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs ۹۷
- ۱-۴-۵- پوش بک‌های آنومالی Cs ۹۷
- ۲-۴-۵- برنامه‌ریزی تولید سالیانه برای کل عمر معدن آنومالی Cs ۹۷
- ۱-۲-۴-۵- نسبت باطله‌برداری ۹۷
- ۲-۲-۴-۵- اهداف عیاری ۹۸
- ۳-۲-۴-۵- تناژ استخراجی ۹۸
- ۳-۴-۵- نتایج برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs ۹۹
- ۱-۳-۴-۵- عیار آهن، گوگرد و فسفر ۹۹
- ۲-۳-۴-۵- نسبت باطله‌برداری ۱۰۰
- ۳-۳-۴-۵- تناژ سالیانه استخراج ۱۰۰

۱۰۱ ۳-۳-۴-۵- ارزش خالص فعلی

۱۰۱ ۵-۵- زمان به هم رسیدن پیت دو آنومالی

فصل ششم، نتایج و پیشنهادات

۱۰۴ ۱-۶- جمع بندی و نتایج به دست آمده

۱۰۸ ۲-۶- پیشنهادات

۱۱۰ منابع

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱- موقعیت منطقه سنگان ۴
- شکل ۲-۱- نقشه آنومالی‌های اصلی منطقه سنگان و موقعیت آنومالی C (شمالی و جنوبی) ۵
- شکل ۱-۲- مدل بلوکی منظم دو بعدی ۱۴
- شکل ۲-۲- مدل بلوکی منظم ۱۵
- شکل ۳-۲- گراف مستقیم برای یک مدل دوبعدی ۲۰
- شکل ۴-۲- روند طراحی و برنامه‌ریزی استراتژیک معدن روباز ۲۲
- شکل ۵-۲- ترتیب استخراج بلوک‌های یک مدل فرضی ۲۲
- شکل ۱-۳- مراحل ساخت مدل بلوکی در نرم‌افزار Datamine ۳۱
- شکل ۲-۳- گمانه‌های حفر شده و مدل شده در آنومالی Cn ۳۴
- شکل ۳-۳- هیستوگرام طول نمونه‌های گمانه‌های آنومالی Cn ۳۵
- شکل ۴-۳- هیستوگرام طول نمونه‌های گمانه‌های آنومالی Cs ۳۵
- شکل ۵-۳- توزیع فراوانی عیارهای Fe مربوط به آنومالی Cn ۳۶
- شکل ۶-۳- توزیع فراوانی عیارهای Fe مربوط به آنومالی Cs ۳۷
- شکل ۷-۳- نمونه‌ای از یک مقطع در آنومالی Cs ۳۹
- شکل ۸-۳- مرز باطله و ماده معدنی در یکی از مقاطع آنومالی Cs ۳۹
- شکل ۹-۳- نمای افقی مدل مقاطع متصل شده آنومالی Cn ۴۰
- شکل ۱۰-۳- نمای افقی مدل مقاطع متصل شده آنومالی Cs ۴۰
- شکل ۱۱-۳- مدل سه‌بعدی آنومالی Cn ۴۱

- شکل ۳-۱۲- مدل سه‌بعدی آنومالی Cs..... ۴۱
- شکل ۳-۱۳- یکی از مقاطع Cn با بلوک‌های منظم..... ۴۴
- شکل ۳-۱۴- یکی از مقاطع Cn با بلوک‌های نامنظم..... ۴۵
- شکل ۳-۱۵- مدل بلوکی نهایی (نامنظم) در یکی از مقاطع آنومالی Cn..... ۴۵
- شکل ۳-۱۶- نمودار تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cn به روش نزدیک‌ترین نقاط..... ۴۷
- شکل ۳-۱۷- نمودار تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cs به روش نزدیک‌ترین نقاط..... ۴۸
- شکل ۳-۱۸- منحنی تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cn به روش عکس مجذور فاصله..... ۴۹
- شکل ۳-۱۹- منحنی تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cs به روش عکس مجذور فاصله..... ۵۰
- شکل ۳-۲۰- واریوگرام کانسار آنومالی C شمالی..... ۵۱
- شکل ۳-۲۱- واریوگرام کانسار آنومالی C جنوبی..... ۵۲
- شکل ۳-۲۲- نمودار تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cn به روش کریجینگ..... ۵۴
- شکل ۳-۲۳- نمودار تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cs به روش کریجینگ..... ۵۴
- شکل ۳-۲۴- نمودار نتایج روش‌های مختلف برای آنومالی Cn در تناژ آهن..... ۵۵
- شکل ۳-۲۵- نمودار مقایسه عیار متوسط روش‌های استفاده شده برای تخمین ذخیره Cn..... ۵۵
- شکل ۳-۲۶- نمودار نتایج روش‌های مختلف برای آنومالی Cs در تناژ آهن..... ۵۶
- شکل ۳-۲۷- نمودار مقایسه عیار متوسط روش‌های استفاده شده برای تخمین ذخیره Cs..... ۵۶
- شکل ۴-۱- فرآیند کار با نرم‌افزار NPV Scheduler..... ۶۱
- شکل ۴-۲- نمای افقی مدل اقتصادی آنومالی Cn در تراز ۱۲۰۰..... ۶۹
- شکل ۴-۳- نمای افقی مدل اقتصادی آنومالی Cs در تراز ۱۲۰۰..... ۷۰
- شکل ۴-۴- پیت‌های لانه‌ای..... ۷۱

- شکل ۴-۵- نمای افقی محدوده نهایی آنومالی Cn در تراز ۱۲۰۰ ۷۴
- شکل ۴-۶- نمای افقی محدوده نهایی آنومالی Cs در تراز ۱۲۰۰ ۷۵
- شکل ۴-۷- نمودار NPV و سود تجمعی برای پیت‌های لانه‌ای (Cn) ۷۷
- شکل ۴-۸- نمودار تجمعی NPV، سود، مقدار ماده معدنی و- ۷۷
- شکل ۴-۹- نمودار تجمعی NPV برای فازهای ۳۱ تا ۹۱ (Cn) ۷۸
- شکل ۴-۱۰- نمودار تجمعی NPV برای فازهای ۶۷ تا ۹۱ (Cn) ۷۸
- شکل ۴-۱۱- نمودار تجمعی NPV برای فازهای ۸۴ تا ۹۱ (Cn) ۷۸
- شکل ۴-۱۲- نمودار نسبت باطله‌برداری فازهای ۸۴ تا ۹۱ (Cn) ۷۹
- شکل ۴-۱۳- نمودار تجمعی سود و NPV فازهای Cs ۷۹
- شکل ۴-۱۴- نمودار تجمعی سود، NPV، مقدار ماده معدنی و- ۸۰
- شکل ۴-۱۵- نمودار تغییرات سود به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن‌کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cn ۸۱
- شکل ۴-۱۶- نمودار تغییرات NPV به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن‌کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cn ۸۱
- شکل ۴-۱۷- نمودار تغییرات سود به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن‌کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cs ۸۲
- شکل ۴-۱۸- نمودار تغییرات NPV به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن‌کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cs ۸۲
- شکل ۵-۱- نمودار تغییرات ارزش خالص فعلی به ازای تغییر تعداد پوش‌بک‌ها (آنومالی Cn) ۸۶
- شکل ۵-۲- تناژ برنامه‌ریزی شده برای پوش‌بک‌ها (Cn) ۸۷
- شکل ۵-۳- نمودار عیار به نسبت باطله‌برداری ۹۱

- شکل ۴-۵- نمودار عیار آهن در سال‌های عمر معدن Cn ۹۳
- شکل ۵-۵- نمودار عیار گوگرد در سال‌های عمر معدن Cn ۹۴
- شکل ۶-۵- نمودار نسبت باطله‌برداری در سال‌های عمر معدن آنومالی Cn ۹۴
- شکل ۷-۵- تناژ کانسنگ استخراجی در طول عمر معدن آنومالی Cn ۹۵
- شکل ۸-۵- نمودار تغییرات NPV در سال‌های عمر معدن آنومالی Cn ۹۵
- شکل ۹-۵- عیار آهن در سال‌های برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs ۹۹
- شکل ۱۰-۵- عیار گوگرد در سال‌های برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs ۹۹
- شکل ۱۱-۵- نمودار نسبت باطله‌برداری سالانه در معدن آنومالی Cs ۱۰۰
- شکل ۱۲-۵- نمودار تناژ سالیانه استخراج از آنومالی Cs ۱۰۰
- شکل ۱۳-۵- نمودار NPV در سال‌های مختلف و- ۱۰۱
-

فهرست جداول

- جدول ۱-۲- الگوریتم‌های مهم ارائه شده تعیین محدوده بهینه نهایی ۱۶
- جدول ۲-۲- الگوریتم‌های برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز ۲۴
- جدول ۳-۲- مقایسه نرم‌افزارهای NPV Scheduler و Wittle 4X ۲۷
- جدول ۱-۳- نمونه‌ای از فایل Assay ۳۰
- جدول ۲-۳- قسمتی از فایل Collar ۳۲
- جدول ۳-۳- قسمتی از فایل Survey ۳۲
- جدول ۴-۳- قسمتی از فایل Points ۳۳
- جدول ۵-۳- قسمتی از داده‌های ترکیب شده در گمانه‌های آنومالی‌های Cn ۳۶
- جدول ۶-۳- اطلاعات آماری نمونه‌های ترکیب یافته عیار Fe در آنومالی‌های Cn و Cs ۳۷
- جدول ۷-۳- مشخصات مدل اولیه ۴۳
- جدول ۸-۳- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cn به روش نزدیک‌ترین نقاط ۴۷
- جدول ۹-۳- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cs به روش نزدیک‌ترین نقاط ۴۷
- جدول ۱۰-۳- نتایج کلی تخمین ذخیره به روش نزدیک‌ترین نقاط ۴۸
- جدول ۱۱-۳- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cn به روش عکس مجذور فاصله ۴۹
- جدول ۱۲-۳- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cs به روش عکس مجذور فاصله ۴۹
- جدول ۱۲-۳- نتیجه کلی تخمین ذخیره به روش عکس مجذور فاصله ۵۰
- جدول ۱۳-۳- مشخصات واریوگرام نمونه‌ها در سه جهت ۵۲
- جدول ۱۴-۳- نتایج تخمین ذخیره Cn به روش کریجینگ ۵۳

- جدول ۳-۱۵- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cs به روش کریجینگ.....۵۳
- جدول ۳-۱۶- نتایج کلی تخمین ذخیره به روش کریجینگ.....۵۴
- جدول ۴-۱- گزارش مدل زمین‌شناسی Cn ورودی به نرم‌افزار NPV Scheduler.....۶۲
- جدول ۴-۲- گزارش مدل زمین‌شناسی Cs ورودی به نرم‌افزار NPV Scheduler.....۶۲
- جدول ۴-۳- هزینه‌های به روز شده بخش معدن.....۶۴
- جدول ۴-۴- گزارش مدل اقتصادی آنومالی Cn در نرم‌افزار NPV Scheduler.....۶۷
- جدول ۴-۵- گزارش مدل اقتصادی آنومالی Cs در نرم‌افزار NPV Scheduler.....۶۸
- جدول ۴-۶- گزارش تعیین محدوده نهایی آنومالی Cn.....۷۳
- جدول ۴-۷- گزارش تعیین محدوده نهایی آنومالی Cs.....۷۳
- جدول ۵-۱- ارزش خالص فعلی تعداد پوش‌بک‌های مختلف آنومالی Cn.....۸۶
- جدول ۵-۲- وضعیت ۶ پوش‌بک برای برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn.....۸۷
- جدول ۵-۳- نتیجه برنامه‌ریزی معدن تولید آنومالی Cn.....۹۶
- جدول ۵-۴- وضعیت پوش‌بک طراحی شده برای معدن آنومالی Cs.....۹۷

فصل اول

کلیات و منطقه مورد مطالعه

۱-۱-مقدمه

موقعیت قرارگیری هر کانسار نسبت به سطح زمین معمولاً، تاثیر مستقیم بر روش استخراج آن کانسار خواهد داشت. برخی اوقات برای یک کانسار از چند روش برای استخراج استفاده می‌شود. روش‌های استخراج به طور کلی به دو دسته زیرزمینی و سطحی تقسیم می‌شوند. روش‌های استخراج سطحی برای کانسارهای نزدیک به سطح زمین استفاده می‌شوند. این روش‌ها نسبت به روش‌های استخراج زیرزمینی دارای ایمنی بالاتر و هزینه نسبی کمتری هستند. روش استخراج روباز یکی از مهم‌ترین روش‌های استخراج سطحی است. در این روش که مرسوم‌ترین و پیچیده‌ترین روش برای استخراج سطحی است، آن قدر از سطح زمین باطله برداشت می‌گردد که به ماده معدنی دستیابی حاصل شود. برای معدن‌کاری روباز طراحی‌های زیادی صورت می‌گیرد. به علت حجم عملیات استخراج و وابستگی این طراحی‌ها به عوامل مختلف، پیچیدگی‌های خاصی وجود دارد. برای دستیابی به یک طراحی مطمئن، باید مراحل اکتشافی به صورت دقیق تا مرحله تفصیلی انجام پذیرد. استفاده از شبکه مناسب گمانه‌های اکتشافی، ترانشه، چاهک و دیگر روش‌های اکتشافی همگی باعث به وجود آمدن یک پایگاه داده مناسب خواهد شد که مهندس طراح را در طراحی‌ها یاری خواهد نمود.

در این فصل به بیان اطلاعاتی مربوط به منطقه سنگان و تاریخچه مطالعات و اکتشافات صورت گرفته در آن منطقه، ضرورت اجرای این مطالعه و اهدافی که برای اجرای این پایان‌نامه در نظر گرفته شده است و نیز سازماندهی پایان‌نامه و فصولی که پایان‌نامه در آن انجام خواهد شد، پرداخته شده است.

۲-۱- طراحی‌ها در معدن‌کاری روباز

تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه‌ریزی تولید دو طراحی عمده و مهم در معادن روباز می‌باشند. اهمیت طراحی در استخراج کانسارها به روش روباز از آنجا ناشی می‌شود که بیش از ۷۰ درصد ذخایر معدنی، با این روش بهره‌برداری می‌شوند (اصانلو، ۱۳۸۴).

۱-۲-۱- محدوده نهایی

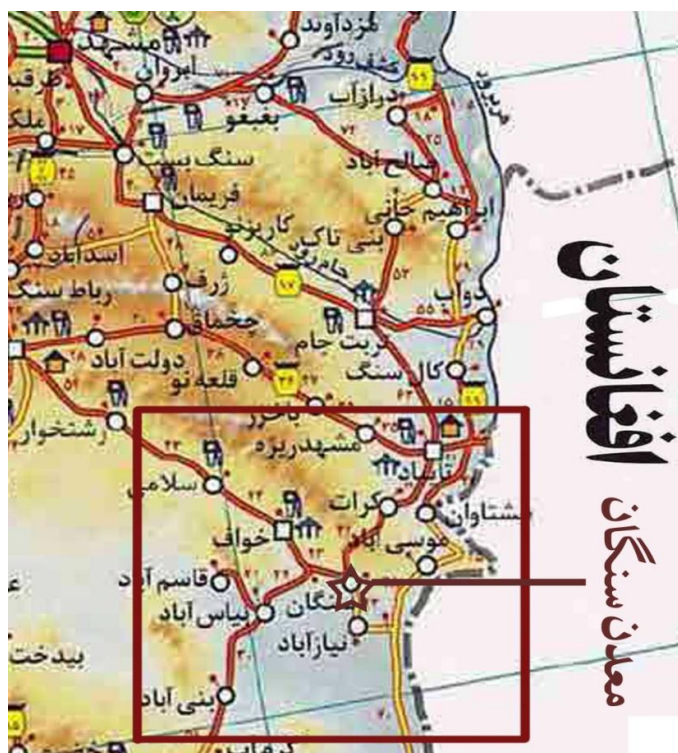
محدوده نهایی معدن‌کاری روباز، محدوده‌ای است که خارج از آن، استخراج ماده معدنی به روش روباز امکان‌پذیر نبوده و باید امکان استخراج آن به روش‌های دیگر، مورد ارزیابی قرار گیرد. در مجموع هدف از طراحی محدوده بهینه نهایی، تعیین ناحیه‌ای از کانسار است که با استخراج آن، بسته به تابع هدف سود کلی حاصله، بیشترین مقدار ممکن باشد یا پارامترهای دیگر مثل ارزش خالص فعلی یا نسبت باطله‌برداری بهینه باشد. اندازه و شکل محدوده نهایی در معادن روباز جهت تعیین محل دپوی باطله، کارخانه‌های فرآوری، مسیرهای دسترسی و همچنین برای برنامه‌ریزی تولید از اهمیت خاصی برخوردار است. این محدوده که میزان ذخیره قابل استخراج و مقدار باطله‌برداری را در طول عمر معدن به دست می‌دهد لازم است قبل از استخراج طراحی گردد (کاکایی (ب)، ۱۳۸۴).

۱-۲-۲- برنامه‌ریزی تولید در معادن

برنامه‌ریزی تولید، طراحی و تعیین ترتیب استخراج بلوک‌های ماده معدنی است. برنامه‌ریزی تولید با هدف تحقق بیش‌ترین ارزش خالص فعلی (NPV) انجام می‌پذیرد. بنابراین لازم است که قسمت‌های پرعیار در سال‌های اولیه، سپس قسمت‌های کم‌عیار همراه با باطله، در سال‌های آخر عمر معدن استخراج شوند (کاکایی، ۱۳۸۶). برنامه‌ریزی تولید به برنامه‌ریزی بلندمدت، کوتاه‌مدت و میان‌مدت تقسیم می‌شود. برنامه‌ریزی کوتاه‌مدت جنبه عملیاتی و برنامه‌ریزی بلندمدت برای طراحی کاربرد خواهد داشت.

۳-۱- منطقه سنگ آهن سنگان

کانسار سنگ آهن سنگان در فاصله ۳۰۸ کیلومتری جنوب شرقی مشهد و در حدود ۱۸ کیلومتری شمال شرقی سنگان در استان خراسان رضوی قرار گرفته است. این کانسار شامل سه محدوده غربی (آنومالی‌های A', A, B, D و C شمالی (Cn) و C جنوبی (Cs))، مرکزی (شامل آنومالی‌های باغک، دردوی، باغک شرقی و سجدک) و شرقی (مشمتمل بر آنومالی‌های معدنجوی سابق، غار سم‌آهنی و فرزنه غربی) است. در شکل ۱-۱ موقعیت منطقه سنگان در نقشه ایران نشان داده شده است (Hosseini et. al., 2008).



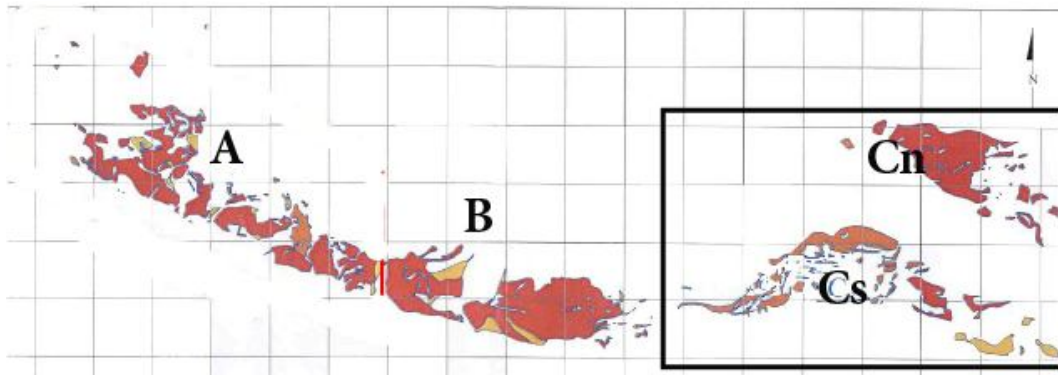
شکل ۱-۱- موقعیت منطقه سنگان

معدن منطقه سنگان در مرز با کشور افغانستان قرار دارد. این منطقه از نظر رونق اقتصادی توسعه نیافته است. به لحاظ استراتژیک به علت مرزی بودن منطقه رونق اقتصادی آن دارای اهمیت است.

مقابله با تهدیدات امنیتی شرق کشور (ناشی از شرایط نامساعد اقتصادی) و تامین بیش تر سنگ آهن برای توسعه صنعت فولاد از عواملی است که بر اهمیت منطقه سنگان دلالت دارد.

محدوده کانسار سنگ آهن سنگان در یک محدوده مستطیل با طول و عرض تقریبی ۱۱ کیلومتر و ۷ کیلومتر قرار دارد که در شکل ۱-۲ نقشه آنومالی‌های اصلی آن نشان داده شده است. نزدیک‌ترین شهرستان به این منطقه، خواف با ۴۰ کیلومتر است. طول جغرافیایی کانون سنگ آهن سنگان ۶۰ درجه و ۲۶ دقیقه و ۳۶ ثانیه شرقی و عرض جغرافیایی آن ۳۴ درجه و ۲۸ دقیقه و ۳۶ ثانیه شمالی است. راه‌های آسفالتی منتهی به منطقه سنگان از دو مسیر می‌باشد:

- مشهد، تربت حیدریه، خواف سنگان، منطقه معدنی سنگان
- مشهد، فریمان، تربت جام، تایباد، سنگان، منطقه معدنی سنگان



شکل ۱-۲- نقشه آنومالی‌های اصلی منطقه سنگان و موقعیت آنومالی C (شمالی و جنوبی)

۴-۱- سوابق اکتشافی در منطقه سنگان

معادن سنگ آهن سنگان برای اولین بار و در حدود ۶۰۰ سال پیش با عنوان معادن سنگ آهن خواف در کتاب نزهت القلوب حمدالله مستوفی معرفی گردید. عملیات اکتشافات اولیه آن حد فاصل سال‌های ۱۳۵۰ تا ۱۳۵۸ شمسی توسط بخش خصوصی انجام شد و در ادامه از نیمه دوم سال ۱۳۶۲ شناخت پارامترهای کیفی و کمی این کانسار توسط کارشناسان و نیروهای متخصص شرکت ملی فولاد ایران شروع شد. بر اساس نتایج حاصله تصمیم گرفته شد که مطالعات تکمیلی اکتشاف و انجام آزمایش‌های معدنی و فرآوری، مطالعات امکان‌سنجی، بررسی چرخه تولید، تعیین ظرفیت بهینه،

فازبندی تولید، تعیین محصول نهایی، آزمایش‌های فنی و اقتصادی با بهره‌گیری از آخرین تکنولوژی روز دنیا و استفاده از توانمندی‌های سخت‌افزاری و نرم‌افزاری، به معروف‌ترین شرکت تحقیقاتی سنگ آهن در جهان (شرکت BHP Billiton استرالیا) سپرده شود. در ادامه شرکت‌های ایریتک ایران، سایمونز کانادا و بیتمن آفریقای جنوبی نیز در قالب کنسرسیوم SBI و با در نظر گرفتن جنبه‌های زمین‌شناسی، ذخایر معدنی و استخراج و فرآوری کانسنگ برای تولید کنسانتره آهن با عیار بالا، در مطالعات و تحقیقات مربوط به معادن سنگ آهن سنگان فعالیت نمودند. نتایج مطالعات انجام شده حاکی از آن است که ابعاد تقریبی کانسار سنگان در حدود 26×8 کیلومتر مربع بوده و از سه ناحیه معدنی شرقی، مرکزی و غربی تشکیل شده است و ذخیره زمین‌شناسی آن در حدود ۲/۱ میلیارد تن تخمین زده شده است. در نهایت پس از بررسی گزینه‌های مختلف توسط شرکت‌های داخلی و خارجی، تولید سالیانه ۳/۱ میلیون تن گندله در فاز اول با اولویت قرار دادن حداکثر استفاده از امکانات و توانمندی‌های ساخت داخل کشور و کاهش سرمایه‌گذاری ارزی، مورد بررسی قرار گرفت که پس از عقد قرارداد با یک کنسرسیوم توسعه نیرو ایران و دانیلی ایتالیا، احداث کارخانه‌های تولید کنسانتره و گندله آهن در آینده نزدیک میسر می‌گردد. از طرف دیگر مطالعات تفصیلی و تکمیلی جهت تولید سالیانه ۶/۲ میلیون تن گندله در فاز دوم انجام شده و به پایان رسیده که عملیات اجرایی این فاز در راستای تحقق برنامه چهارم توسعه از سال ۱۳۸۷ و به مدت دو سال پیش‌بینی می‌گردد. همچنین با توجه به برنامه‌ریزی کلان سازمان توسعه و به تبع آن شرکت ملی فولاد ایران جهت تولید ۲۵ میلیون تن فولاد در سال و نیاز به استفاده از منابع غنی و دست نخورده، پیش‌بینی تولید ۴/۷ میلیون تن گندله آهن و ۰/۳ میلیون تن سنگ آهن دانه بندی شده با ابعاد ۲۵-۱۰ و ۱۰-۰ میلی‌متر برای معادن سنگ آهن سنگان در نظر گرفته شده است که از این نظر در بین تمامی معادن بیش‌ترین سهم تولید به این معدن اختصاص داده شده است. در این راستا انجام مطالعات تفصیلی و تکمیلی بر روی نواحی مرکزی و شرقی) با موافقت سازمان مدیریت و برنامه‌ریزی کشور آغاز شده است (سایت معدن سنگ آهن سنگان).

پس از پیروزی انقلاب اسلامی، این منطقه مورد بازدید کارشناسان شرکت فولاد قرار گرفت و مشخص شد که این کانسارها دارای پتانسیل اقتصادی است. اکتشاف مقدماتی و سیستماتیک آنومالی‌های غربی سنگ آهن سنگان شامل آنومالی‌های A، A'، B و C شمالی (Cn) و C جنوبی (Cs) از سال ۱۳۶۲ توسط شرکت ملی فولاد شروع و تا سال ۱۳۶۹ ادامه پیدا نمود و مجدداً در سال‌های ۱۳۷۲ و ۱۳۷۳ عملیات اکتشاف تفصیلی در آنومالی‌های A و C جنوبی (Cs) به اجرا در آمد. 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 (حسینی، ۱۳۸۷).

در ادامه مطالعات اکتشافی سنگ آهن سنگان و به منظور انجام مطالعات امکان‌سنجی (در دو مرحله) در اواخر سال ۱۹۹۰ میلادی، قرارداد همکاری بین وزارت معادن و فلزات وقت و شرکت مهندسی مشاور BHP Billiton 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 تایید 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 (حسینی، ۱۳۸۷). در طی مراحل اکتشاف مقدماتی و تفصیلی مجموعه‌ای از عملیات اکتشافی شامل تهیه نقشه‌های زمین‌شناسی در مقیاس ۱:۵۰۰۰ و ۱:۲۰۰۰، حفر ترانشه، عملیات حفاری، عملیات ژئوفیزیکی، نقشه‌برداری و نمونه‌برداری در آنومالی C جنوبی (Cs) سنگ آهن سنگان به انجام رسید که خلاصه آن به شرح جدول ۱-۱ است. متعاقب بررسی و اتمام مرحله امکان‌سنجی مقدماتی و پیشنهادات مطالعات امکان‌سنجی، عملیات اکتشاف نیمه‌تفصیلی بر روی مناطق اولویت‌دار انتخابی (آنومالی‌های B و C شمالی) متمرکز شد. این کار با نظارت شرکت مهندسی مشاور BHP انجام و در ماه مه ۱۹۹۲ به اتمام رسید و گزارش امکان‌سنجی نهایی در فوریه ۱۹۹۳ ارائه شد (مهندسان مشاور معدنکاو، ۱۳۸۵).

جدول ۱-۱- کارهای اکتشافی صورت گرفته در آنومالی C جنوبی (Cs) (مهندسان مشاور معدنکاو، ۱۳۸۵)

ردیف	نوع عملیات	واحد اندازه گیری	حجم کار انجام شده
۱	تهیه نقشه زمین شناسی در مقیاس ۱:۵۰۰۰	هکتار	۱۸۰
۲	تهیه نقشه زمین شناسی در مقیاس ۱:۲۰۰۰	هکتار	۹۸
۳	حفر ترانشه های اکتشافی	متر	۷۹۸
۴	حفاری مغزه گیری در ۵۴ حلقه گمانه اکتشافی	متر	۱۷۹۹۶/۴۵
۵	نمونه برداری شیاری از ترانشه های اکتشافی	نمونه	۱۸۳
۶	نمونه برداری از مغزه گمانه های حفاری جهت آنالیز شیمیایی	نمونه	۱۹۰۱
۷	نمونه برداری ترکیبی (گروهی)	نمونه	۲۷۶
۸	نمونه برداری به منظور مطالعات پتروگرافی	تیغه نازک	۳۰۵
۹	نمونه برداری به منظور مطالعات کانی شناسی از توده سنگ آهن	مقطع صیقلی	۲۳
۱۰	نمونه برداری کنترلی	نمونه	۸۳
۱۱	نمونه برداری به منظور تعیین وزن مخصوص	نمونه	۴۹۵
۱۲	مطالعات ژئوفیزیکی	الف- مغناطیس سنجی	۹۵ هکتار
		ب- گرانی سنجی	۹۵ هکتار
۱۳	چاه پیمایی به روش های مختلف در ۳ حلقه گمانه اکتشافی	متر روش	۴۵۲۸/۳۶
۱۴	نقشه برداری	الف- برداشت پروفایل	۲۰ کیلومتر
		ب- برداشت نقاط	۱۵۲۳ عدد
		پ- تهیه نقشه توپوگرافی ۱:۲۰۰۰	۱۱۰ هکتار

۱-۵- ضرورت انجام پایان نامه

کانسار سنگ آهن سنگان دارای اهمیت زیادی در منطقه شرق کشور و صنعت فولاد کشور می باشد. بهینه سازی برنامه ریزی استخراج یک معدن کلید رسیدن به فعالیت اقتصادی بهینه در بخش معدن است. برای رسیدن به این مطلوب باید ابتدا مدل بلوکی کانسار تعیین گردد و پس از مدل سازی باید محدوده بهینه نهایی تعیین و سپس برنامه ریزی تولید صورت گیرد.

۱-۶- هدف از انجام پایان نامه

طراحی معادن روباز در دو بخش محدوده نهایی و برنامه ریزی تولید از نظر استراتژیک برای خود معدن و صنایع پایین دست آن مهم است. هدف از این پایان نامه تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه ریزی تولید آنومالی های C شمالی و جنوبی سنگ آهن سنگان است. در این پایان نامه ابتدا به مدل سازی آنومالی های Cn و Cs پرداخته می شود. مدل سازی و بلوک بندی کانسار به وسیله نرم افزار Datamine

انجام می‌گردد. ذخیره آنومالی‌های مورد مطالعه با چند روش تخمین زده خواهند شد. در مرحله بعد با استفاده از نرم‌افزار NPV Scheduler محدوده نهایی تعیین خواهد شد. با توجه به عدم قطعیت در پارامترهای اقتصادی برای محدوده نهایی تحلیل حساسیت گسترش پیت نیز صورت می‌پذیرد. از دیگر اهداف این پایان‌نامه تعیین زمانی است که پیت دو آنومالی مورد بحث با هم تلاقی پیدا می‌کنند. برای این کار باید ابتدا محدوده نهایی آنومالی‌های مورد مطالعه تعیین گردد. یکی دیگر از طراحی‌هایی که به این سوال پاسخ خواهد داد برنامه‌ریزی تولید دو آنومالی است. بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید با استفاده از نرم‌افزار NPV Scheduler انجام می‌پذیرد. برای رسیدن به این مقصود اهدافی برای بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید تعیین می‌گردد. ضرورت این کار در نحوه تنظیم قرارداد با مجری یا مجریان طرح است. تعیین زمان رسیدن دو پیت به هم نیز از رهگذر بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید عملی خواهد شد. پس از برنامه‌ریزی تولید، پیشنهادهای بر پایه نتایج به دست آمده ارائه خواهد شد.

۱-۷- سازمان دهی پایان‌نامه

در این پایان‌نامه ابتدا باید آنومالی‌های مورد نظر مدل‌سازی گردند. برای انجام این کار از نرم‌افزار Datamine استفاده خواهد شد. تخمین ذخیره آنومالی‌های C شمالی (Cn) و C جنوبی (Cs) نیز با استفاده از روش‌های مختلف انجام خواهد گرفت. در مرحله بعد پس از ایجاد مدل بلوکی اقتصادی محدوده نهایی معادن آنومالی‌های مورد نظر تعیین می‌گردد. با توجه به عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی تحلیل حساسیت نیز در مرحله بعد انجام خواهد شد.

پس از تعیین محدوده نهایی، برنامه‌ریزی تولید انجام خواهد گرفت. در این مرحله پوش‌بک‌ها تعیین می‌گردند و با تعریف اهداف بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید انجام می‌گیرد. بر این اساس این پایان‌نامه در ۶ فصل بیان خواهد شد. در دو فصل ابتدایی کلیات و تئوری بحث بیان می‌گردد. در فصول ۳ تا ۵ به کارهای انجام شده برای نیل به اهداف پایان‌نامه پرداخته خواهد شد. در فصل ۶ نیز نتایج به دست

آمده بیان و مرور خواهد شد و پیشنهاداتی بر اساس نتایج به دست آمده ارائه خواهد شد. مطالب طرح شده در این فصول عبارت هستند از:

فصل اول: شامل مقدمه‌ای بر طراحی معدن به روش روباز، اطلاعات منطقه و آنومالی‌های مورد مطالعه، سوابق کارهای اکتشافی در این آنومالی‌ها و ضرورت و اهداف پایان‌نامه می‌باشد.

فصل دوم: در این فصل روش‌های طراحی محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید بیان می‌گردد.

فصل سوم: در این فصل مدل‌سازی آنومالی‌های Cn و Cs با استفاده از نرم‌افزار Datamine انجام می‌گردد و پس از ساختن مدل بلوکی زمین‌شناسی، تخمین ذخیره آنومالی‌ها به سه روش انجام می‌پذیرد و نتایج با هم مقایسه می‌گردند.

فصل چهارم: در این فصل با استفاده از مدل بلوکی تهیه شده در مرحله قبل، محدوده نهایی دو آنومالی تعیین می‌گردد و تحلیل حساسیت پروژه به تغییرات در پارامترهای اقتصادی انجام می‌پذیرد. در این مرحله، از الگوریتم لرج و گروسمن بر پایه نظریه گراف، برای تعیین محدوده بهینه نهایی استفاده می‌شود.

فصل پنجم: در این فصل برنامه‌ریزی تولید بهینه آنومالی‌ها انجام خواهد شد.

فصل ششم: در این فصل جمع‌بندی و نتایج کارهای انجام شده در پایان‌نامه بیان می‌گردد. پیشنهاداتی برای طراحی معدن در آنومالی‌های Cn و Cs، خط فرآوری و سایر کارهای مرتبط با استخراج و برنامه‌ریزی در این فصل ارائه می‌گردد.

فصل دوم

طراحی‌ها در معدن روباز

۲-۱- مقدمه

برای معادنی که به روش روباز استخراج می‌شوند، لازم است که هزینه‌های سرمایه‌گذاری زیادی صرف شود. تعیین میزان ذخیره قابل استخراج و باطله‌برداری، مکان‌یابی محل دپوی باطله، محل تاسیسات فرآوری و اداری، راه‌های ارتباطی و سایر طراحی‌هایی که وابسته به محدوده و برنامه‌ریزی تولید هستند، همگی باعث می‌شود که اهمیت طراحی‌های پایه‌ای محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید روشن گردد. این نکته را باید مد نظر قرار داد که طراحی‌های صورت گرفته با گذشت زمان و افزایش اطلاعات اکتشافی، ممکن است تغییر کنند. در این فصل به بیان نحوه طراحی در معادن روباز و روش‌های طراحی محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید و نیز برنامه‌های کامپیوتری طراحی در معادن روباز پرداخته می‌شود.

۲-۲- روش‌های طراحی محدوده بهینه نهایی

طراحی محدوده نهایی، اولین گام برای طراحی معدن روباز است. از این محدوده برای تعیین محل انباشت باطله، کارخانه فرآوری، مسیرهای دسترسی، همچنین برای برنامه‌ریزی تولید، تعیین ذخیره قابل استخراج و میزان باطله‌برداری استفاده می‌شود (حجاریان، ۱۳۸۶). محدوده نهایی محدوده‌ای است که تا آن مرز معدن‌کاری به روش روباز اقتصادی است. محدوده بهینه نهایی مرزی است که بالاترین سود از استخراج ماده معدنی درون آن حاصل می‌آید یا سایر متغیرها، بسته به متغیر مورد نظر برای بهینه‌سازی، بهینه گردند. در حقیقت طراحی محدوده نهایی معدن، باید با معیار به حداکثر

رساندن ارزش خالص فعلی تعیین شود ولی همان‌طور که توسط ویتل^۱ و دیگران بیان شده است، محدوده معدن با بیش‌ترین ارزش خالص فعلی را نمی‌توان تعیین کرد مگر این که ارزش خالص فعلی معلوم باشد؛ ارزش خالص فعلی بلوک‌ها را نمی‌توان تعیین کرد مگر این که ترتیب استخراج آن‌ها معلوم باشد؛ ترتیب استخراج بلوک‌ها را نمی‌توان تعیین کرد مگر این که محدوده معدن طراحی شده باشد (کاکایی، ۱۳۸۶). 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 بر اساس الگوریتم‌های مشخصی محدوده بهینه نهایی معادن روباز را تعیین می‌کنند، از اهمیت خاصی برخوردارند (کاکایی (الف)، ۱۳۸۴). روند کلی طراحی به این صورت است که ابتدا کل منطقه و کانسار را به صورت یک بلوک بزرگ در نظر می‌گیرند و سپس این بلوک بزرگ را به بلوک‌های کوچک‌تر تقسیم می‌کنند. ارتفاع بلوک‌ها را در مدل مذکور، به اندازه ارتفاع طراحی شده پله در نظر می‌گیرند ولی ابعاد افقی آن‌ها بستگی به اطلاعات اکتشافی، فواصل نمونه‌برداری و روش استفاده شده برای تخمین عیار ماده معدنی برای هر بلوک دارد (کاکایی (الف)، ۱۳۸۴).

مدل‌سازی کانسار و باطله از راه‌های دستی و نرم‌افزاری امکان‌پذیر است. امروزه نرم‌افزارهای مختلفی که قابلیت‌های کاربردی زیادی دارند برای طراحی و مدل‌سازی تهیه شده‌اند. روند کلی در این نرم‌افزارها، استفاده از نمونه‌های اکتشافی، مدل‌سازی مرز ماده معدنی و تهیه مدل بلوکی زمین‌شناسی است.

۲-۲-۱- مدل بلوکی

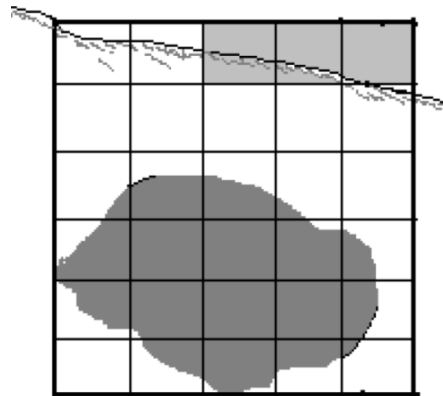
مدل بلوکی مدلی است که در آن کانسار و باطله به اجزای مکعب‌مستطیل منظم یا نامنظمی تقسیم می‌شوند. این اجزا (منظم یا نامنظم) به طراح اجازه می‌دهند که حجم و ذخیره ماده معدنی و

1-Whittle

طراحی‌های مربوط به استخراج به روش روباز را طبق الگوریتم‌های مناسب انجام دهد. در شکل ۱-۲ مدل بلوکی منظم دو بعدی یک کانسار و در شکل ۲-۲ مدل بلوکی منظم سه بعدی نشان داده شده است.

مدل بلوکی به دو صورت مدل بلوکی زمین‌شناسی و اقتصادی می‌باشد. مدل زمین‌شناسی مدلی است که بلوک‌های آن دارای مشخصات زمین‌شناسی (عیار، دانسیته و سنگ‌شناسی) می‌باشند. عیار هر بلوک با استفاده از نمونه‌های گرفته شده و روش‌های تخمین مثل زمین‌آمار، عکس مجذور فاصله یا نزدیکترین نقاط تخمین زده می‌شود. ابعاد بلوک‌ها در افق را معمولاً با استفاده از ابعاد شبکه حفاری تعیین می‌کنند و ارتفاع بلوک نیز از ارتفاع پله تبعیت می‌کند.

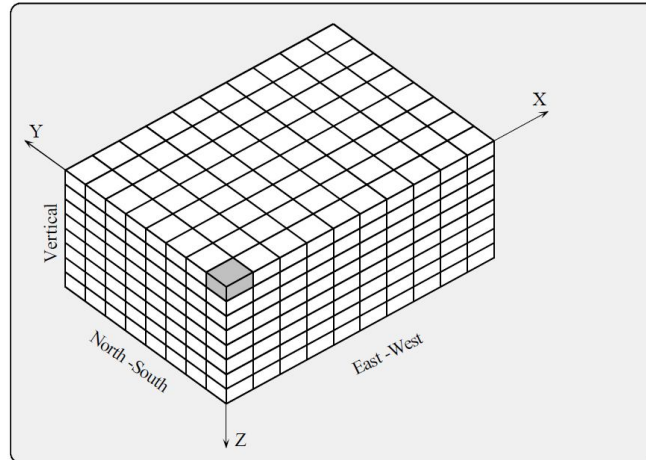
مدل اقتصادی وقتی شکل می‌گیرد که پارامترهای فنی و اقتصادی برای هر بلوک لحاظ می‌گردند و بسته به هوا، باطله یا ماده معدنی بودن آن بلوک، ارزشی (مثبت، منفی یا صفر) به آن اختصاص داده می‌شود.



شکل ۱-۲- مدل بلوکی منظم دو بعدی (میرزایی نصیرآباد، ۱۳۸۱)

۲-۲-۲- محدوده بهینه نهایی

امروزه الگوریتم‌های زیادی برای تعیین محدوده بهینه نهایی در معادن روباز معرفی شده‌اند که هدف اصلی همه آنها پیدا کردن مجموعه بلوک‌هایی است که اگر استخراج شوند، سود به دست آمده تحت محدودیت‌های فنی و اقتصادی، حداکثر شود.



شکل ۲-۲- مدل بلوکی منظم (kakaie, et. al., 2000(a))

با توجه به تعریف ارائه شده برای محدوده نهایی، روش‌های مختلف و الگوریتم‌های گوناگونی به این هدف طراحی شده‌اند. در جدول ۱-۲ تعدادی از مهم‌ترین این الگوریتم‌ها به همراه ارائه دهنده و سال ارائه آن آورده شده است.

هر کدام از الگوریتم‌های ارائه شده دارای مزایا و معایبی هستند. مهم‌ترین ایراد وارده به برخی از این الگوریتم‌ها پیدا نکردن محدوده بهینه واقعی است. ساده‌ترین الگوریتم مربوط به مخروط شناور است اما این الگوریتم در بسیاری از موارد محدوده بهینه نهایی واقعی را پیدا نمی‌کند. روش برنامه‌ریزی پویا در حالت دو بعدی محدوده بهینه را پیدا می‌کند اما این روش در سه بعد قادر به رسیدن به این هدف نیست. روش موسوم به لرچ و گروسمن که بر مبنای نظریه گراف بنا نهاده شده است مهم‌ترین روشی است که اثبات شده است محدوده بهینه نهایی واقعی را در همه حالات پیدا می‌کند. این روش، از نظر ریاضی بسیار پیچیده است و نیاز به وقت کامپیوتری زیادی نسبت به سایر روش‌ها برای رسیدن به جواب دارد. در بخش‌های بعدی بعضی از الگوریتم‌های مذکور به طور مختصر شرح داده می‌شود.

جدول ۱-۲- الگوریتم‌های مهم ارائه شده تعیین محدوده بهینه نهایی

سال انتشار	نام روش	ارائه‌دهنده
۱۹۶۵	نظریه گراف	لرچ و گروسمن ^۱ (Lerchs et. al., 1965)
۱۹۶۵	برنامه‌ریزی پویا	لرچ و گروسمن (Lerchs et. al., 1965)
۱۹۶۶	مخروط شناور	کارلسون و همکاران ^۲ (Carlson et. al., 1966)
۱۹۶۸	شبکه و حداکثر جریان	جانسون ^۳ (Johnson, 1968)
۱۹۶۹	لیپکویچ و برگمن	لیپکویچ و برگمن ^۴ (Lipkewich, et. al., 1969)
۱۹۷۴	کوروبوف	کوروبوف ^۵ (David et. al., 1974)
۱۹۷۴	سه بعدی لرچ-گروسمن	جانسون و شارپ ^۶ (Johnson et. al., 1971)
۱۹۷۵	پارامتری کردن	ماترون ^۷ (Matheron, 1975)
۱۹۸۲	سه‌بعدی کونیسبرگ	کونیسبرگ ^۸ (Koenigsberg et. al., 1982)
۱۹۸۴	سه‌بعدی ویکله و رایت	ویکله و رایت ^۹ (Wilke et. al., 1984)
۱۹۸۴	براتیشه ویچ	براتیشه ویچ ^{۱۰} (Braticevic, 1984)
۱۹۸۷	مسیر پویا	رایت (Wright, 1987)
۱۹۹۲	ژائو و کیم	ژائو و کیم ^{۱۱} (Zhao et. al., 1994)
۱۹۹۳	کروبوفا اصلاح‌شده	دود و اونر ^{۱۲} (Dowd et. al., 1993)
۱۹۹۴	الگوریتم ژنتیک	دنبای و همکاران ^{۱۳} (Denby, et. al., 1994)
۱۹۹۹	مخروط شناور II	رایت (Wright, 1999)
۲۰۰۰	لرچ-گروسمن با شیب‌های متغیر	کاکایی (Kakaei et. al., 2000)
۲۰۰۴	مخروط شناور اصلاح شده II	کاکایی (کاکایی، ۱۳۸۶)

۱-۲-۲-۲- الگوریتم مخروط شناور

روش مخروط شناور، ساده‌ترین راه حل را برای تعیین محدوده بهینه نهایی معدن روباز ارائه می‌دهد (Pana, 1965). الگوریتم مخروط شناور، یک الگوریتم شبیه‌سازی است که در آن تعیین طرح محدوده نهایی معدن، تابع شبیه‌سازی استخراج آن است. عنصر اصلی در این شبیه‌سازی، مخروط

1-Lerchs & Grossman
2-Carlson et. al.
3-Johnson
4-Leipcovic & Burgman
5- Korobov

6- Sharp
7- Matheron
8- Koenigsberg
9- Wikle & Wright
10- Braticevic

11- Zhao & Kim
12- Dowd & Onur
13- Denby et. al

باطله‌برداری حداقل است. در این روش برای هر بلوک مثبت (ماده معدنی)، یک مخروط با توجه به شیب پایدار معدن طوری ساخته می‌شود که راس آن در بلوک ماده معدنی باشد. سپس ارزش بلوک‌های واقع در مخروط را با هم جمع می‌کنند و در صورتی که نتیجه مثبت باشد، تمام بلوک‌های واقع در داخل آن جزو محدوده معدن در نظر گرفته می‌شود، در غیر این صورت جستجو برای بلوک‌ها مثبت دیگر ادامه می‌یابد (Carlson et. al., 1966). مشکل عمده این روش آن است که توانایی اصلاح بلوک‌های مشترک در تراز یکسان و ترازهای مختلف را ندارد. این روش در عین سادگی در یافتن محدوده بهینه در برخی از مدل‌ها ناتوان است، چرا که ترتیب جستجوی بلوک‌های با ارزش اقتصادی مثبت، بخش مهمی از این روش به شمار می‌آید (Lemieux, 1979). علیرغم کوشش‌های لمیوکس در اصلاح این روش، این تلاش‌ها ناموفق بوده است.

۲-۲-۲-۲- الگوریتم مخروط شناور ۲

روش مخروط شناور ۲ اولین بار در سال ۱۹۹۹ میلادی برای برطرف کردن بعضی از ضعف‌های روش مخروط شناور معرفی شد (Wright, 1999). در این روش بلوک‌های مشترک در ترازهای یکسان حل شده است. بررسی‌های انجام شده نشان می‌دهد که برخلاف گفته رایج، مبنی بر بهینه بودن پاسخ این روش، اجرای آن در برخی مدل‌ها، منجر به پاسخ بهینه نخواهد شد (کاکایی، ۱۳۸۳).

۲-۲-۲-۳- الگوریتم کروبو ف و روش‌های اصلاح شده آن

این روش در سال ۱۹۷۴ میلادی توسط کروبو ف معرفی شد (David et. al., 1974). در روش مذکور شبیه الگوریتم‌های مختلف مخروط شناور برای 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 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 آن جز محدوده معدن در نظر گرفته می‌شود. اگر مخروط مذکور خالی باشد و یا به عبارت دیگر فاقد بلوکی دیگر باشد، جستجو برای بلوک‌های دیگر ادامه پیدا می‌کند. در غیر این صورت الگوریتم از ابتدا با مقادیر اصلی بلوک‌ها برای بلوک‌های باقی‌مانده ادامه پیدا می‌کند (کاکایی (الف)، ۱۳۸۴).

در روش کروبووف اصلاح‌شده نیز، دود و انور پیشنهاد کردند که ابتدا مقادیر مثبت به بلوک‌های غیر مشترک و پس از آن به بلوک‌های مشترک اختصاص داده شود (Dowd, et. al., 1993).

۲-۲-۲-۴- الگوریتم برنامه ریزی پویا

برنامه‌ریزی پویا روشی است که در حالت دو بعدی محدوده بهینه را پیدا می‌کند. اولین بار لرج و گروسمن این روش را برای طراحی محدوده معادن روباز در حالت دو بعدی به کار بردند (Lerchs et. al., 1965). مراحل این الگوریتم به صورت زیر می‌باشد:

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

$$M_{ij} = \sum_{k=1}^i m_{kj} \quad (1-2)$$

m_{kj} برابر با ارزش بلوک (k,j) و M_{ij} ارزش تجمعی بلوک (i,j)

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

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

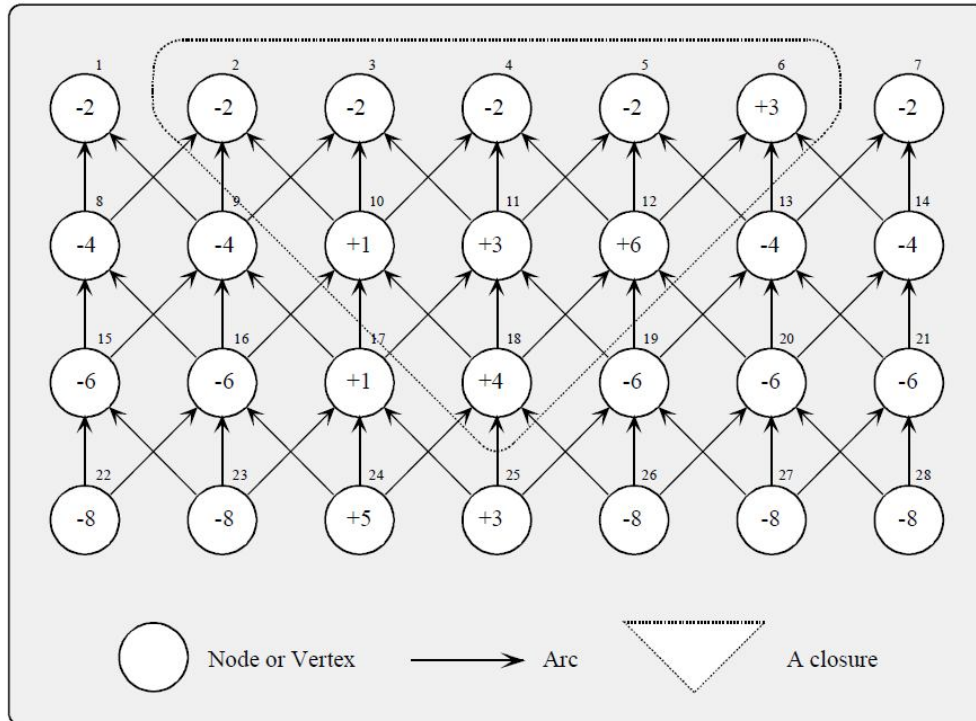
پس از محاسبه مقدار فوق پیکان کوچکی از بلوک مذکور به بلوکی که حداکثر ارزش تجمعی کلی است، ترسیم می‌شود.

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 به دست آوردن محدوده بهینه.

۲-۲-۲-۵- روش نظریه گراف

لرچ و گروسمن در سال ۱۹۶۵ الگوریتمی به نام الگوریتم نظریه گراف برای حل مسئله تعیین محدوده پیت نهایی، در حالت سه بعدی ارائه دادند (Lerchs et. al., 1965). این الگوریتم از نظر ریاضی قابل اثبات است که همیشه جواب بهینه را پیدا می‌کند. معایب روش لرچ و گروسمن عبارت‌اند از (کاکایی (ب)، ۱۳۸۴): پیچیدگی روش، صرف وقت کامپیوتری زیاد برای حصول به جواب، مشکلات مربوط به استفاده از شیب‌های متغیر. روش لرچ و گروسمن، مبنی بر پیتی با شیب ثابت در تمامی دیواره‌ها که این مشکل نیز حل شده است (Kakaie, et. al., 2000(a)). در این روش، مسئله یافتن محدوده بهینه نهایی، تبدیل به مسئله پیدا کردن گراف با بیشترین وزن می‌شود که محدودیت‌های استخراج و شیب دیواره پیت در آن رعایت شده باشند. الگوریتم نظریه گراف، شبکه سه بعدی بلوک‌های مدل بلوکی ماده معدنی را به یک گراف 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, 1995). شکل ۲-۳ یک گراف مستقیم را نشان می‌دهد که برای یک مدل دو بعدی از کانساری به کار رفته که در آن ابعاد بلوک‌ها یکسان و زاویه شیب معدن ۴۵ درجه فرض شده است. در این مثال برای استخراج بلوک ۱۰ لازم است که بلوک‌های ۲، ۳ و ۴ برداشته شوند. در گراف مذکور مجموعه‌ای از گره‌ها را که با توجه به شیب پایداری معدن می‌تواند تشکیل یک پیت قابل اجرا را نماید کلوزر^۱ می‌گویند. هر کلوزر دارای ارزشی است که برابر مجموع ارزش گره‌های

(بلوک‌های) داخل آن است. لذا این الگوریتم با استفاده از یک سری قواعد سعی می‌کند که کلوزر یا پیت با بیشترین ارزش اقتصادی را پیدا نماید. مهم‌ترین مزیت این روش قابلیت آن برای پیدا کردن محدوده بهینه واقعی معادن روباز در همه حالات است (کاکایی (ب)، ۱۳۸۴).



شکل ۲-۳- گراف مستقیم برای یک مدل دو بعدی (کاکایی (ب)، ۱۳۸۴)

۲-۲-۲-۶- الگوریتم جانسون و شارپ

این الگوریتم اولین کوشش در زمینه تبدیل محدوده پیت در مقاطع دو بعدی به یک پیت سه بعدی است. 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 پویا دوبعدی معرفی شد، نماد S_{iq} ، که به شکل زیر تعریف می‌شود، نیز به کار می‌رود.

$$S_{iq} = \sum_{ij} M_{ij} \quad (3-2)$$

در واقع S_{iq} مجموع ارزش اقتصادی بلوک‌هایی است که در داخل محدوده بهینه پیت مقطع قرار دارند و می‌بایست تا افق i استخراج شوند (Johnson et. al., 1971).

۲-۳- برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز

برنامه‌ریزی تولید معادن روباز عبارت است از تعیین ترتیب استخراج بلوک‌های واقع در محدوده نهایی طوری که ارزش خالص فعلی جریان نقدینگی (NPV) با توجه به محدودیت‌های تحمیل شده بر سیستم معدن‌کاری حداکثری شود. در برنامه‌ریزی تولید زمان استخراج هر بلوک معین می‌شود با این هدف که بالاترین ارزش خالص فعلی از استخراج کانسار حاصل گردد. نتایج حاصل از برنامه‌ریزی تولید تأثیری مستقیم بر اقتصادی یا غیراقتصادی بودن پروژه استخراج دارد. در حقیقت، تعیین محدوده بهینه نهایی باید از راه حداکثرسازی ارزش خالص فعلی صورت پذیرد اما همان‌طور که توسط ویتل (Whittle, 1989) و دیگران (Dowd et. al., 1993) بیان شده است، تعیین محدوده بهینه با هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی تنها زمانی امکان‌پذیر است که زمان استخراج بلوک‌ها مشخص باشد ولی زمان استخراج بلوک‌ها تنها زمانی قابل دسترس است که محدوده نهایی تعیین شده باشد. با این دور ایجاد شده مشکل مهمی بر سر تعیین محدوده نهایی با هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی به وجود می‌آید. برای حل این مشکل پیشنهاد شده است که ابتدا محدوده نهایی با هدف بیشینه کردن سود تعیین شده و سپس برنامه‌ریزی تولید، با هدف بیشینه کردن ارزش خالص فعلی درون محدوده مذکور تعیین شود (کاکایی (الف)، ۱۳۸۴).

شکل ۲-۴ روند یک طراحی که به برنامه‌ریزی استراتژیک برای یک معدن روباز منجر می‌گردد را نشان می‌دهد. در شکل ۲-۵ برنامه تولید یک معدن روباز فرضی در یک مقطع عمودی نشان داده شده است. بدیهی است بلوک‌هایی که با شماره یک مشخص شده اند در فاز اول، بلوک‌های شماره ۲ در فاز دوم و بلوک‌های شماره ۳ در فاز سوم استخراج خواهند شد (میرزایی و کاکایی، ۱۳۸۴).

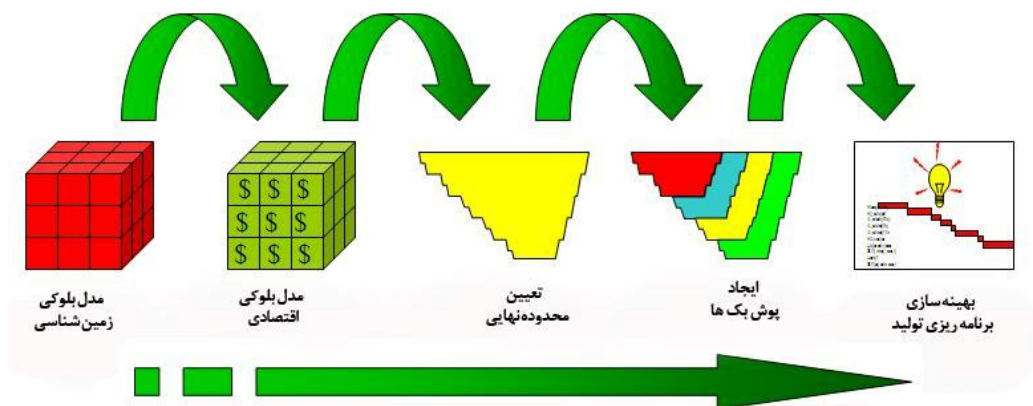
برای حل مسئله برنامه‌ریزی تولید با توجه به هدفی که برای آن تعریف شده است، محدودیت‌هایی وجود دارد. بعضی از محدودیت‌های مسئله برنامه‌ریزی تولید عبارت‌اند از (میرزایی و کاکایی، ۱۳۸۴):

الف) ظرفیت معدن‌کاری

ب) ظرفیت کارخانه کانه‌آرایی

ج) عیار مواد ورودی کارخانه کانه‌آرایی

د) شرایط ژئومتری (شیب معدن و ...)



شکل ۲-۴- روند طراحی و برنامه‌ریزی استراتژیک معدن روباز (Datamine, 2009)

۲	۲	۱	۱	۱	۱	۲
	۲	۳	۱	۲	۲	
		۳	۳	۳		
			۳			

شکل ۲-۵- ترتیب استخراج بلوک‌های یک مدل فرضی (میرزایی و کاکایی، ۱۳۸۴)

۲-۳-۱- انواع برنامه‌ریزی تولید

برنامه‌ریزی تولید را با توجه به ماهیت خود که بیان‌گر مفهوم یک زمان‌بندی است، بر اساس بازه‌های زمانی به چند نوع تقسیم می‌کنند. برنامه‌ریزی بلندمدت، میان‌مدت و کوتاه‌مدت انواع برنامه‌ریزی تولید هستند. این تقسیم‌بندی بر اساس مدت زمان و قطعیتی است که از نظر پارامترهای اقتصادی و

فنی برای طراحی استفاده می‌شود. برای مثال برنامه یک تا پنج‌ساله بلند مدت نامیده می‌شود و برنامه‌های یک تا شش ماه میان‌مدت و برنامه‌های یک روزه تا یک ماه، کوتاه‌مدت گفته می‌شوند. اگرچه ممکن است در این سه نوع برنامه‌ریزی برخی فرضیات و محدودیت‌ها متفاوت باشند ولی ماهیت مسئله در هر سه نوع یکسان می‌باشد (میرزایی و کاکایی، ۱۳۸۴).

۲-۳-۲- روش‌های برنامه‌ریزی تولید

برنامه‌ریزی تولید یکی از مهم‌ترین مسائل طراحی در معادن روباز است. به خاطر اهمیت برنامه‌ریزی تولید، الگوریتم‌های مختلفی نیز در این زمینه ارائه شده است. این الگوریتم‌ها عمدتاً اساس ریاضی نداشته و بر مبنای ابتکار و خلاقیت پایه‌ریزی شده‌اند. در جدول ۲-۲ به برخی از این الگوریتم‌ها اشاره شده است.

۲-۴- نرم‌افزارهای طراحی در معادن روباز

با توجه به حجم عملیات محاسباتی در طراحی‌های معادن روباز استفاده از کامپیوتر در طراحی ضروری است. به منظور طراحی در معادن روباز نرم‌افزارهای مختلفی نوشته شده است. نرم‌افزارهای طراحی در معادن روباز به دو گروه عمده نرم‌افزارهای مدل‌سازی و نرم‌افزارهای بهینه‌سازی (محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید) تقسیم می‌شوند. از نرم‌افزارهای مهم برای مدل‌سازی می‌توان به Datamine و Surpac اشاره نمود. کاربرد این دو نرم‌افزار محدود به معادن روباز نبوده و مدل‌سازی‌هایی متناسب با هدف مورد نیاز را انجام می‌دهند و در طراحی‌های زیرزمینی و Datamine در برخی کارهای عمرانی مثل سد استفاده دارند.

نزدیک به ۷۰۰ نرم‌افزار^۱ برای طراحی در معادن روباز در قالب‌های تجاری و نیز دانشگاهی نوشته شده است (اصانلو، ۱۳۸۴). برای طراحی‌های محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید می‌توان به

۱- این آمار تا سال ۱۳۸۴ می‌باشد.

نرم‌افزارهای NPV Scheduler، Wittle و PitDesign اشاره نمود. در بخش‌های بعدی تعدادی از این نرم‌افزارها توضیح داده خواهد شد.

جدول ۲-۲- الگوریتم‌های برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز (حسینی، ۱۳۸۷)

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

۲-۴-۱- نرم‌افزار NPV Scheduler

نرم‌افزار NPV Scheduler اولین بار در سال ۱۹۹۶ میلادی توسط آقایان تولونیسکی و اندروود پیشنهاد و سپس در سال ۱۹۹۷ میلادی نسخه جدید آن ارائه شده است. این نرم‌افزار قادر است

1-Francois et. al.

2-Bellman

3-Roman

4-Gershon

5-Dogdelen-Johnson

6-Coloy

7-Denby-Schofield

8-Vang-Sevim

9-Caccetta-Hill

10-Ramazan

پیت‌های لانه‌ای را تعیین و سکانس استخراج را به گونه‌ای تنظیم کند که بخشی از بلوک، بلوک کامل یا بلوک‌هایی که بیشترین ارزش را دارند در سال‌های اولیه عمر معدن استخراج شوند و به تدریج بلوک‌هایی که از ارزش کمتری برخوردارند در سال‌های آتی در برنامه استخراج قرار گیرند. از نکات قابل توجه در این نرم‌افزار می‌توان به موارد زیر اشاره کرد (اصانلو، ۱۳۸۴):

۱- نرم‌افزار قادر است محدودیت‌هایی همچون ارزش خالص زمانی پول، شیب پیت، حداقل

پهنای پله کاری، ارسال یکسان ماده معدنی به کارخانه تغلیظ را در نظر گیرد.

۲- نرم‌افزار قادر است با توجه به عامل زمان محدوده نهایی پیت را تعیین و پوشش‌بک‌های واقعی

(با توجه به عامل زمان)، پیت‌های لانه‌ای و برنامه تولید بهینه با هدف بیشینه کردن نقدینگی

را تولید کند.

۳- نرم‌افزار NPV Scheduler را می‌توان در ذخایر چند فلزی نیز مورد استفاده قرار داد.

۴- نرم‌افزار به کاربر این امکان را می‌دهد تا ضمن تهیه برنامه تولید بهینه با هدف بیشینه کرد

NPV به سایر اهداف خود نیز دسترسی حاصل نماید.

۲-۴-۲- Wittle Programming

نرم‌افزار Wittle Programming به منظور بهینه‌سازی و برنامه‌ریزی در معادن روباز تهیه شده است و

شامل 3-D، 4-D، 4-X و Opticut می‌باشند. ویتل برنامه 3-D را در سال ۱۹۸۵ میلادی به بازار عرضه

کرد. این نرم‌افزار به منظور تعیین محدوده بهینه در معادن روباز نوشته شده بود و برای معادن با عمر

کوتاه مناسب است. نرم‌افزار 4-D در سال ۱۹۸۷ نوشته شده و علاوه بر سه عامل طول، عرض و عمق

ذخیره معدن، عامل زمان که در قیمت و هزینه‌ها موثر است را نیز منظور کرده است. به کمک این

نرم‌افزار می‌توان تحلیل حساسیت بر روی برنامه‌ریزی بلندمدت معدن انجام داد (اصانلو، ۱۳۸۴).

برنامه 4-X آقای ویتل در سال ۱۹۸۷ ارائه گردید. در قیاس با نرم‌افزار 4-D، به کمک 4-X می‌توان

محدوده نهایی را برای ذخایر چند فلزی پیش‌بینی و تحلیل کرد. این نرم‌افزار بر اساس روش

بهینه‌سازی نظریه گراف تهیه شده و با توجه به قیمت‌های متغیر قادر به تولید ۵۰ تا ۱۰۰ پیت برای ذخیره است. این نرم‌افزار می‌تواند با Datamine, GMD, Gemcom, Geostate, Medsystem, SURPAC, Micromine و Vulcan ادغام شود. نرم‌افزار 4-X توان محاسبه ۹۹۹×۹۹۹×۹۹۹ بلوک با تولید ۱۰ عنصر، ۱۰ سنگ مختلف، ۵۰ روش فرآوری، هزینه‌های متفاوت استخراج و هزینه‌های متفاوت فرآوری را دارد (اصانلو، ۱۳۸۴).

نرم‌افزار Whittle Opticut در سال ۱۹۹۵ میلادی نوشته شده است. این نرم‌افزار قادر است عیارهای حد در سال‌های عمر معدن را محاسبه کند. به کمک این نرم‌افزار می‌توان کانسنگ‌های با عیارهای بالا را در سال‌های اولیه عمر معدن جهت فرآوری به کارخانه پرعیارسازی ارسال کرد و کانسنگ‌های با عیار کم و متوسط را به منظور استفاده در سال‌های آتی در انباشتگاه کانسنگ انبار کرد. این نرم‌افزار را می‌توان برای ذخایر چند فلزی، ۳۰ نوع سنگ، ۳۰ روش فرآوری و برای چند انباشتگاه به کار گرفت (اصانلو، ۱۳۸۴).

در نرم‌افزار Wittle 4X بر اساس هزینه‌های معدن‌کاری و فرآوری برای هر بلوک و همچنین درآمد حاصل از آن بلوک با توجه به جنس سنگ آن و قیمت محصول قابل فروش از آن، ارزشی برای آن محاسبه می‌کند، سپس با استفاده از روش لرچ و گروسمن سه بعدی، محدوده نهایی معدن که دارای بیشترین ارزش است را طراحی می‌کند. در این برنامه ابتدا با اعمال قیمت‌های مختلف برای محصول، پیت‌های مختلفی حاصل می‌شوند که هر پیت نسبت به پیت قبلی با در نظر گرفتن قیمت بیشتر برای محصول قابل فروش، ایجاد شده است و بزرگ‌تر از پیت قبلی می‌باشد. سپس جریان نقدینگی تمام پیت‌ها با یک قیمت واحد محاسبه می‌شود (Gemcom Inc., 2004). در جدول ۲-۳ مقایسه میان نرم‌افزارهای NPV Scheduler و Wittle 4X بیان شده است.

جدول ۲-۳- مقایسه نرم‌افزارهای NPV Scheduler و Wittle 4X (حجاریان، ۱۳۸۶)

پارامتر یا عملیات	نرم‌افزار Whittle 4X	نرم‌افزار NPV Scheduler
ورود مدل زمین‌شناسی	آماده شده در نرم‌افزارهای طراحی	آماده شده در نرم‌افزارهای طراحی
هزینه‌های معدن‌کاری	ورود مستقیم به وسیله کاربر	ورود مستقیم به وسیله کاربر
هزینه‌های فروش	ورود مستقیم به وسیله کاربر	ورود مستقیم به وسیله کاربر
قیمت فلز یا ماده معدنی	ورود مستقیم به وسیله کاربر	ورود مستقیم به وسیله کاربر
محاسبات مدل اقتصادی	بر اساس فرمول مشابه NPVS	بر اساس فرمول مشابه Whittle4X
ورود محدودیت‌های پیت	به صورت فایل ورودی	به صورت فایل ورودی و دستی
ورود محدودیت‌های شیب	به چهار صورت (دستی توسط کاربر، براساس مدل بلوکی، تعداد زون‌ها در فایل ورودی، فایل از قبل ساخته شده)	به یک صورت (تعیین شیب و آزیموت و مقدار شیب هر ناحیه)
بهینه‌سازی پیت	براساس جریان نقدینگی، عیار حد	براساس جریان نقدینگی، امتزاج، بیش‌ترین مقدار
تولید فازها	بر اساس فاکتور پول	بر اساس فاکتور پول، مقدار سود، هزینه معدن- کاری
روش انتخاب (ماده معدنی و باطله)	بر اساس هزینه و درآمد، عیار حد	بر اساس هزینه‌ها و درآمد، عیار
تولید سکانس‌ها	ندارد	دارد
تولید و انتخاب پوش‌بک	بر اساس فازهای تولید شده	روش منحصر به فرد و براساس تناژ و سایز هر پوش‌بک
تعیین محدودیت‌های برنامه‌ریزی به صورت دستی	دارد	دارد
تولید برنامه‌ریزی شده	بر اساس الگوریتم‌های شخصی Milawa و Fixed Lead	بر اساس درخت‌های تصمیم‌گیری و برنامه‌ریزی پویا
تحلیل حساسیت	دارد	کار به صورت دستی

۲-۴-۳- نرم‌افزار PitDesign

در این بخش یک نرم‌افزار که از جنبه آکادمیک دارای اهمیت است پرداخته می‌شود. نرم‌افزار PitDesign با استفاده از زبان برنامه‌نویسی Borland C++ تهیه شده و قادر است مدل بلوکی اقتصادی و همچنین محدوده بهینه نهایی در معادن روباز را با استفاده از دو روش مخروط شناور و روش گراف تئوری لرچ و گروسمن و با شیب‌های متغیر محاسبه نماید. نرم‌افزار PitDesign توانایی تعیین محدوده بهینه برای مدل‌های بزرگ و پیچیده را دارد و همچنین قادر است نتایج را به صورت عددی و گرافیکی نمایش دهد (کاکایی (ب)، ۱۳۸۴).

فصل سوم

مدل سازی و تخمین ذخیره آنومالی های C

شمالی و جنوبی سنگان

۳-۱- مقدمه

در این فصل نحوه مدل‌سازی آنومالی‌های Cn و Cs با استفاده از نرم‌افزار Datamine و تخمین ذخیره این آنومالی‌ها به سه روش نزدیکترین نقاط، عکس مجذور فاصله و کریجینگ بیان خواهد شد.

۳-۲- نرم‌افزار Datamine

نرم‌افزار Datamine از جمله نرم‌افزارهای متداول و قدرتمندی است که در مدل‌سازی کانسارها برای روش‌های زیرزمینی و روباز استفاده می‌شود. در حالت کلی برای مدل‌سازی در این نرم‌افزار مراحل زیر را باید طی نمود:

الف) جمع‌آوری و آماده‌سازی داده‌های مورد نیاز

ب) پردازش اطلاعات و تلفیق داده‌ها و ساختن مدل فضایی گمانه‌ها

ج) تهیه مقاطع زمین‌شناسی و تعیین مرز ماده معدنی و باطله در هر مقطع

د) تهیه مدل سه‌بعدی کانسار

ه) تهیه مدل بلوکی

مراحل تهیه مدل بلوکی در نرم‌افزار Datamine در شکل ۳-۱ نشان داده شده است.

۳-۲-۱- اطلاعات ورودی

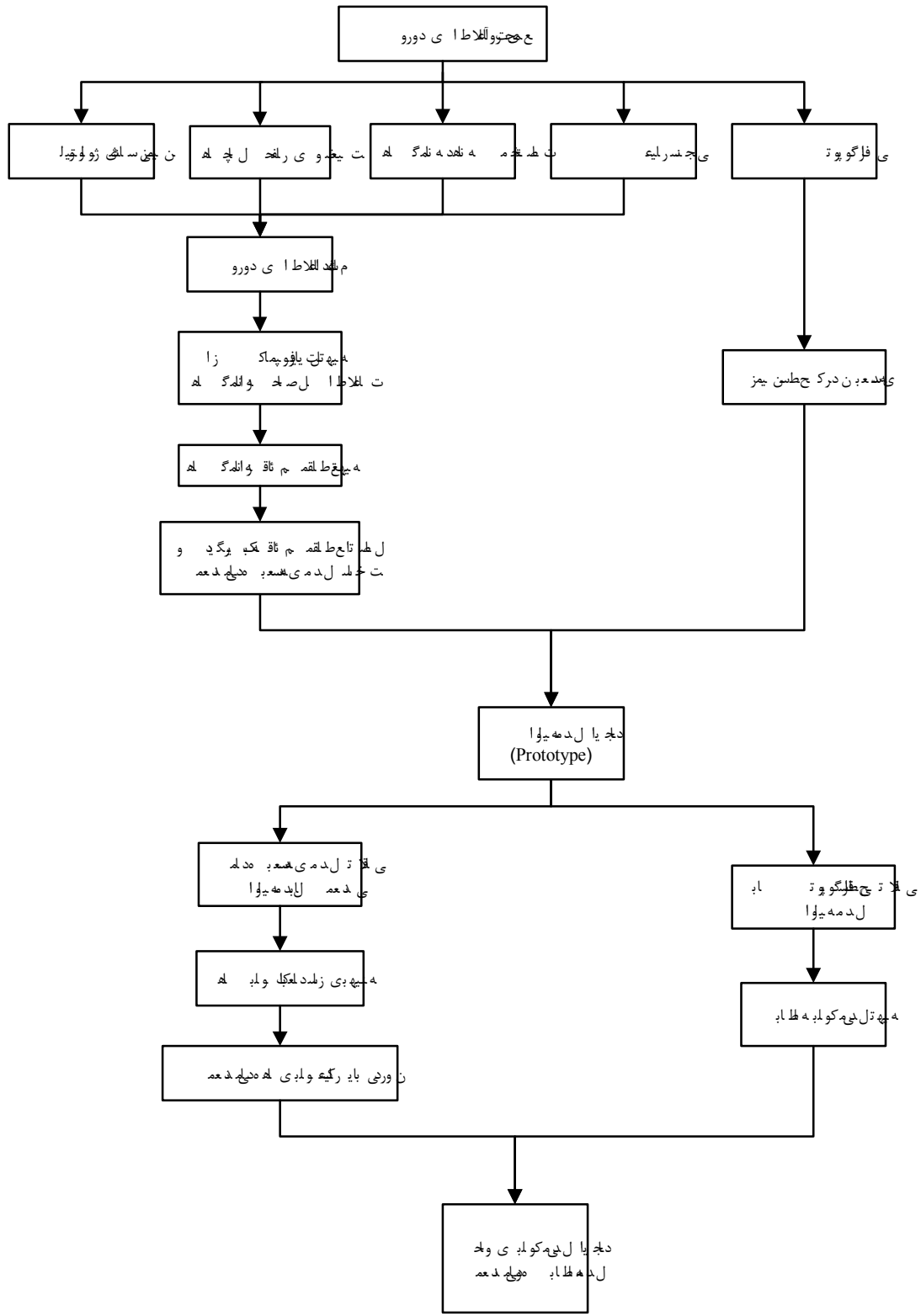
نرم افزار Datamine مانند اکثر نرم افزارهای مشابه برای مدل سازی، نیازمند داده هایی خاص با قالب مخصوص است. ممکن است برای هر نوع داده دو یا چند نوع فایل یا قالب به صورت جایگزین هم قابل استفاده باشد. یک سری داده ها حاوی اطلاعات تحلیلی گمانه ها می باشد. گروهی از فایل ها که هدف تعیین مشخصات هندسه فضایی و موقعیت گمانه ها را دنبال می کنند و برخی دیگر نیز حاوی اطلاعات سطح توپوگرافی هستند. حداقل فایل های مورد نیاز برای وارد کردن به نرم افزار Datamine، فایل های Assay، Collar، Survey و Point هستند. از فایل Geology نیز می تواند به عنوان یکی از فایل های ورودی استفاده شود. نکته مهم در استفاده از این فایل ها دقت در شکل بندی محتوای این فایل ها می باشد.

۳-۲-۱-۱- فایل Assay

فایل Assay فایلی است متنی که نمونه آن در جدول ۳-۱ نشان داده شده است. در این فایل اطلاعات نتایج عیارسنجی گمانه های حفر شده آورده می شود. اطلاعات این فایل باید شامل نام گمانه (BHID)، ابتدا و انتهای قسمت های آنالیز شده، عیار نمونه ها (Fe، FeO...) باشد.

جدول ۳-۱- نمونه ای از فایل Assay

BHID	FROM	TO	Fe	FeO	RATIO	P	S
BH245	0	27.3	0	0	0	0	0
BH245	27.3	31.3	11.2	4.37	2.562929	0.01	0.013
BH245	31.3	32.3	50.7	20.02	2.532468	0.01	trace
BH245	32.3	32.85	50.96	19.96	2.553106	0.01	0.862
BH245	32.85	52.8	1.68	0.96	1.75	0.01	0.001
BH245	52.8	56.8	6.44	3.18	2.025157	0.008	0.085
BH245	56.8	57.8	58.98	22.57	2.613203	0.009	1.56
BH245	57.8	58.85	53.55	21.38	2.504677	0.009	3.75
BH245	58.85	64.35	2.38	1.7	1.4	0.009	0.068
BH245	64.35	65.35	53.87	20.59	2.616319	0.009	0.572
BH245	65.35	66.35	60.22	23.03	2.61485	0.008	2.38



شکل ۳-۱- مراحل ساخت مدل بلوکی در نرم افزار Datamine

۳-۲-۱-۲-۳ فایل Collar

در این فایل اطلاعات مربوط به مختصات دهانه چالها قرار دارد. این مختصات به صورت (x, y, z) است که در این مطالعه بر اساس مختصات جهانی هستند. در جدول ۳-۲ نمونه‌ای از فایل Collar مشاهده می‌شود.

جدول ۳-۲- قسمتی از فایل Collar

BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR
BH4	266119	3818798	1532.12
BH6	266165.9	3818554	1510.18
BH25	265741.1	3818700	1457.67
BH28	265955.1	3818807	1467.81
BH29	265953.6	3818714	1479.32
BH30	265739.5	3818457	1460.28
BH36	265952.6	3818619	1473.45
BH41	265754.3	3818846	1488.69
BH43	266152.8	3818631	1560.46

۳-۲-۱-۲-۳ فایل Survey

در این فایل اطلاعات مربوط به وضعیت قرارگیری فضایی گمانه‌ها وجود دارد. نام گمانه‌ها، آزیموت گمانه‌ها (BRG) و مقدار شیب گمانه‌ها (DIP) اطلاعاتی است که در این فایل وجود دارد. در جدول ۳-۳ قسمتی از فایل Survey استفاده شده در مدل‌سازی آنومالی Cn نشان داده شده است.

جدول ۳-۳- قسمتی از فایل Survey

BHID	BRG	DIP	AT
BH4	159	79	0
BH6	25	80	0
BH25	360	83	0
BH28	180	88	0
BH29	180	87	0
BH30	180	78	0
BH36	180	85	0
BH41	180	83	0

۳-۲-۱-۴- فایل Points

فایل Points حاوی اطلاعات مربوط به مختصات نقاط برداشت شده از سطح زمین است. این فایل در سه ستون یعنی X، Y و Z ساخته می‌شود. در جدول ۳-۴ نمونه‌ای از فایل Points نشان داده شده است.

جدول ۳-۴- قسمتی از فایل Points

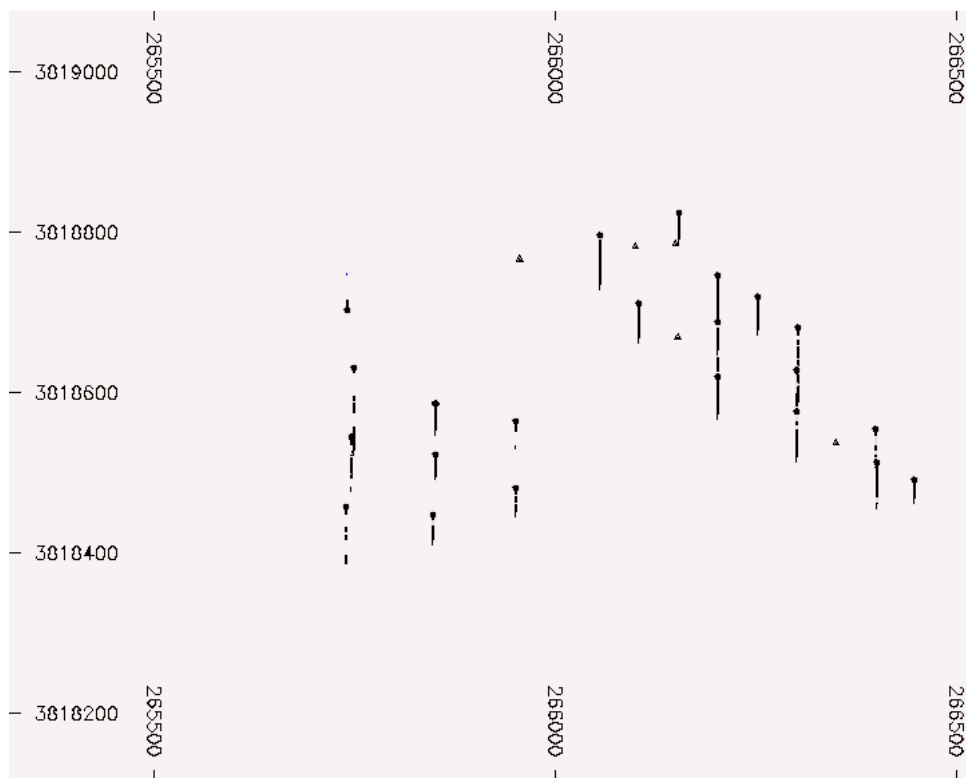
X	Y	Z
265147.5	3818348	1522.01
265145.6	3818446	1514.32
265343.5	3818150	1568.72
265339.4	3818254	1542.43
265345.2	3818352	1503.22
265349.7	3818449	1489.53
265349.7	3818449	1489.53
265544.1	3818179	1559.01
265544.8	3818271	1566.08
265547.7	3818348	1517.27
265549.8	3818415	1487.33

۳-۲-۲- ورود، پردازش و تحلیل داده‌ها

پس از تهیه فایل‌های مورد نیاز اطلاعات به نرم‌افزار وارد شده‌اند. در مرحله بعد اطلاعات با هم ترکیب می‌گردند. این اطلاعات در ترکیب با هم تشکیل مدل فضایی گمانه‌ها را خواهند داد. در شکل ۳-۲ به عنوان نمونه نمای افقی گمانه‌های مدل شده آنومالی Cn نشان داده شده است.

۳-۲-۲-۱- ترکیب کردن داده‌ها

یکی از نکات مهم در کارهایی که به نوعی با نمونه‌های زمین‌شناسی ارتباط دارند استفاده از متغیرهای ناحیه‌ای است. برای استفاده صحیح از نمونه‌ها برای تخمین عیار نقاط مجهول باید نمونه‌ها را همگن‌سازی یا به عبارتی هم‌اندازه نمود. این کار را اصطلاحاً ترکیب‌سازی یا منظم نمودن نمونه‌ها می‌گویند.

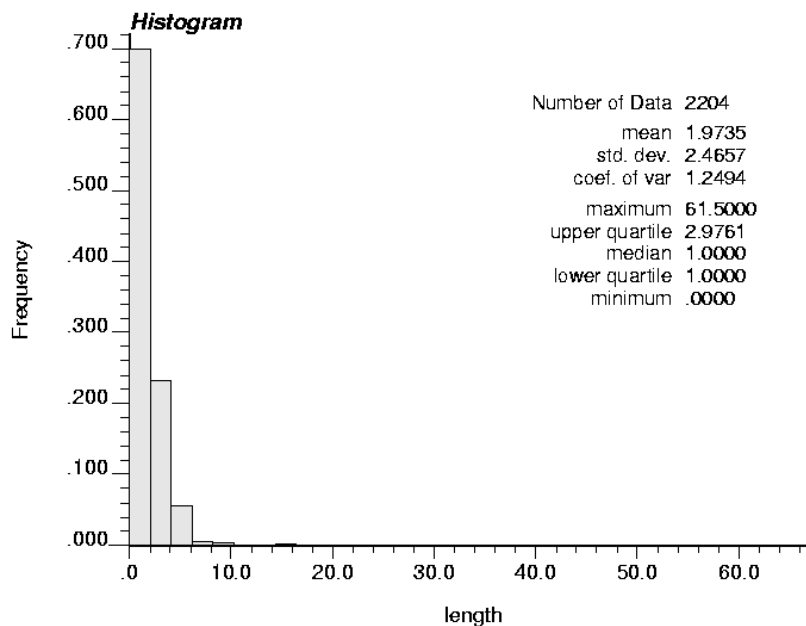


شکل ۳-۲- گمانه‌های حفر شده و مدل شده در آنومالی Cn

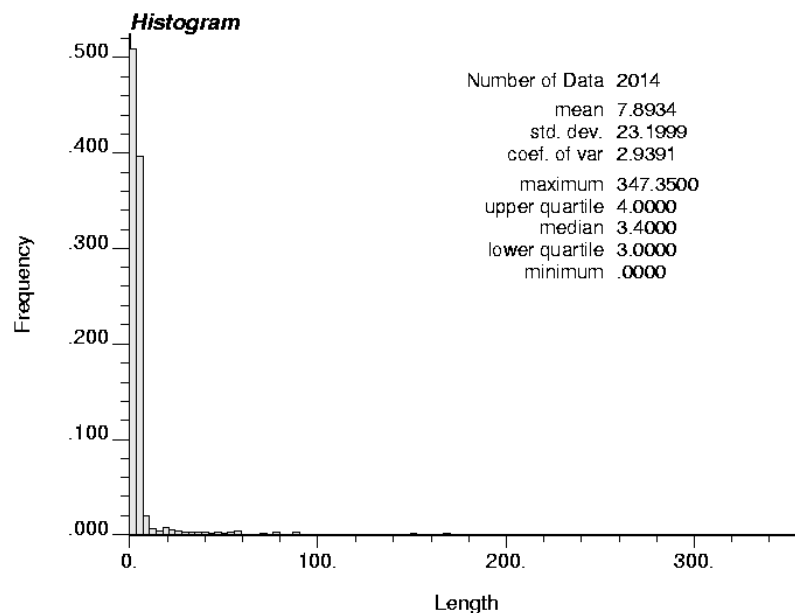
انتخاب طول مناسب نمونه ترکیبی یکی از مسائل مهم در ترکیب کردن است. از چند راه برای به دست آوردن طول مناسب استفاده می‌کنند. روش اول این که طول مناسب را در پروژه‌ها معادل ارتفاع پله در نظر بگیرند. ارتفاع پله عاملی است که با استفاده از مطالعات ژئومکانیکی، ارتفاع دسترسی ماشین‌آلات در آن نقش عمده ایفا می‌کنند. در روش دیگر از طول نمونه‌های خام و جایی که بیشترین تجمع از نظر آماری وجود دارد استفاده می‌شود. در شکل ۳-۳ هیستوگرام طول نمونه‌های آنومالی Cn و در شکل ۳-۴ هیستوگرام طول نمونه‌های گرفته شده در آنومالی Cs نشان داده شده است. آن گونه که در شکل‌های نمودارهای فراوانی طول نمونه‌ها مشاهده می‌شود، در آنومالی‌های Cn و Cs بیشترین فراوانی مربوط به طول‌های کمتر از ۱۰ متر است. از طرف دیگر ارتفاع پله‌ها در آنومالی‌های مورد مطالعه ۱۰ متر در نظر گرفته شده است. برای لحاظ کردن هر دو نظر برای طول نمونه‌های ترکیبی ۱۰ متر در نظر گرفته شده است. پس از ترکیب نمونه‌های گمانه‌ها و ایجاد نمونه‌های ۱۰ متری

می‌توان از این نمونه‌ها برای تخمین‌ها استفاده نمود. در جدول ۳-۵ قسمتی از داده‌های ترکیب شده

۱۰ متری در نمونه‌های آنومالی Cn آورده شده است.



شکل ۳-۳- هیستوگرام طول نمونه‌های گمانه‌های آنومالی Cn

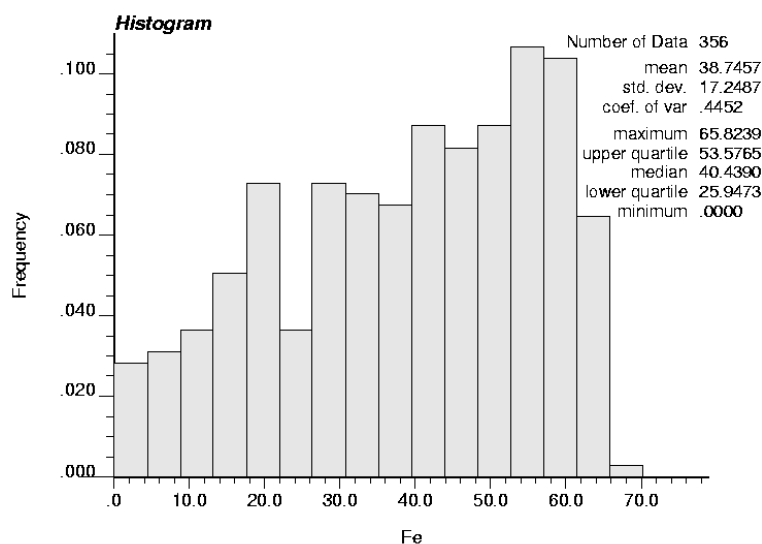


شکل ۳-۴- هیستوگرام طول نمونه‌های گمانه‌های آنومالی Cs

بررسی آماری نمونه‌ها در حوزه‌های عیاری مستلزم برابر بودن طول نمونه‌ها است. در این صورت می‌توان به ارزیابی درستی از توزیع آماری عیاری پرداخت. در شکل ۳-۵ هیستوگرام فراوانی عیارهای Fe نمونه‌های ترکیب شده آنومالی Cn و در شکل ۳-۶ هیستوگرام مربوط به فراوانی عیارهای Fe نمونه‌های ترکیب یافته آنومالی Cs نشان داده شده است.

جدول ۳-۵- قسمتی از داده‌های ترکیب شده در گمانه‌های آنومالی‌های Cn

BHID	FROM	TO	X	Y	Z	LENGTH	Fe
BH122	4.507077	14.54535	265955.7	3818768	1465	10.03827	64.57885
BH122	14.54535	24.58359	265955.7	3818767	1455	10.03824	51.34049
BH122	24.58359	34.62175	265955.7	3818766	1445	10.03816	46.83686
BH122	34.62175	44.66002	265955.7	3818766	1435	10.03827	53.93281
BH122	44.66002	54.69809	265955.7	3818765	1425	10.03807	32.50177
BH122	54.69809	64.73632	265955.7	3818764	1415	10.03823	34.16937
BH122	64.73632	74.77448	265955.7	3818763	1405	10.03816	33.19098
BH122	74.77448	84.81271	265955.7	3818762	1395	10.03823	33.33375

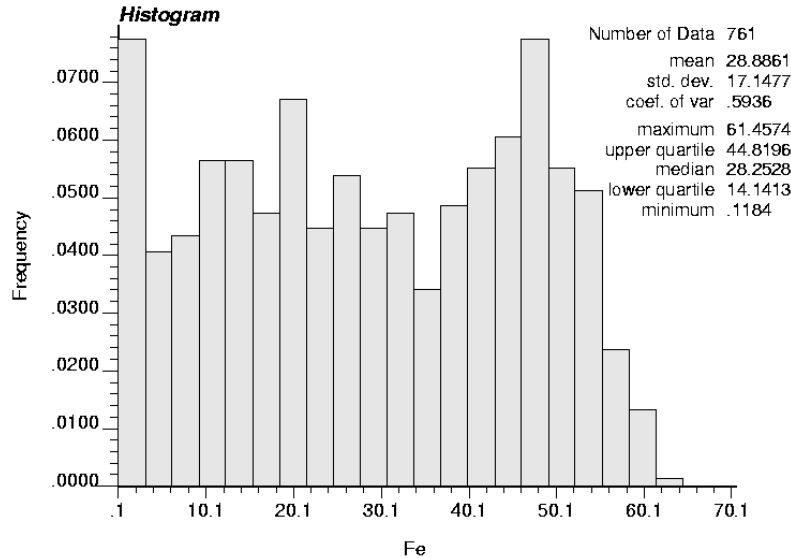


شکل ۳-۵- توزیع فراوانی عیارهای Fe مربوط به آنومالی Cn

در جدول ۳-۶ اطلاعات توزیع آماری عیارهای Fe در نمونه‌های ترکیب یافته در آنومالی‌های Cn و Cs آورده شده است. طبق نمودارهای شکل‌های ۳-۵ و ۳-۶ در آنومالی Cn هم یک روند صعودی در فراوانی عیارها وجود دارد و هم فراوانی نمونه‌های با عیار بیش از ۴۰ درصد Fe، از کمتر از ۴۰ درصد

بیشتر است. اما در نمونه‌های آنومالی Cs توزیع یکنواخت‌تری مشاهده می‌شود. این یکنواختی در بازه

عیار ۱۰ تا ۵۰ درصد Fe بیشتر است.



شکل ۳-۶- توزیع فراوانی عیارهای Fe مربوط به آنومالی Cs

میانگین نمونه‌ها در آنومالی Cs کمتر از آنومالی Cn است. میانگین نمونه‌ها را می‌توان به عنوان شاخصی برای اعتبارسنجی عیار متوسط تخصیص داده شده به کل کانسار در نظر گرفت. البته ذکر این نکته لازم است که نباید اختلاف معناداری بین میانگین کل نمونه‌ها با میانگین تخمین زده شده کانسار وجود داشته باشد.

جدول ۳-۶- اطلاعات آماری نمونه‌های ترکیب یافته عیار Fe در آنومالی‌های Cs و Cn

آنومالی	تعداد نمونه	متوسط (%)	انحراف معیار (%)	حداکثر (%)	حداقل (%)
Cn	۳۵۶	۳۸/۷۴۵۷	۱۷/۲۴۸۷	۶۵/۸۲۳۹	۰
Cs	۷۶۱	۲۸/۸۸۶۱	۱۷/۱۴۷۷	۶۱/۴۵۷۴	۰/۱۱۸۴

۳-۲-۳- تهیه مقاطع زمین‌شناسی

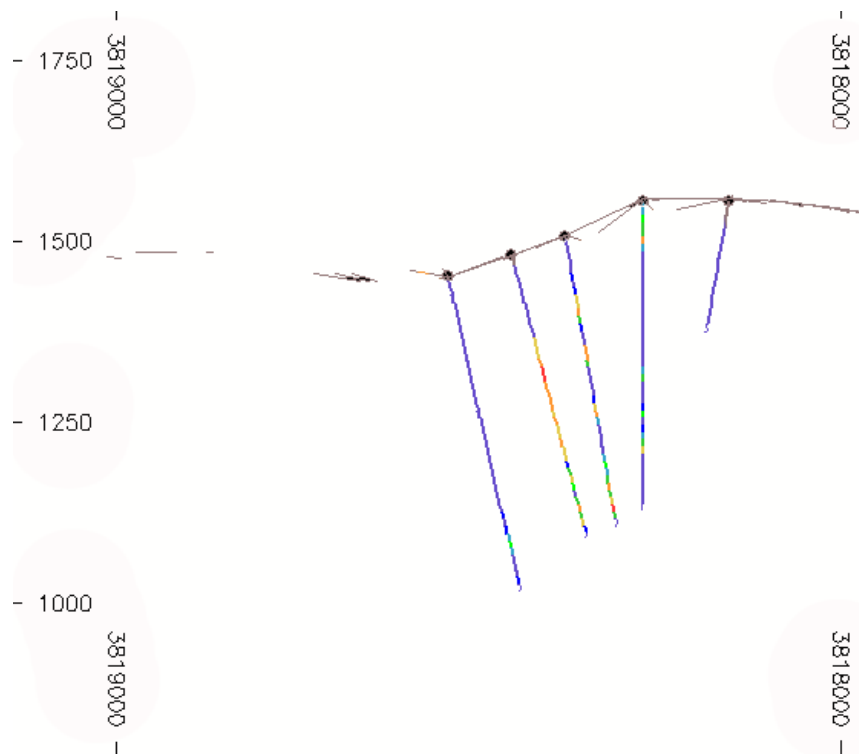
برای مدل‌سازی یک کانسار معمولاً مراحل رسم مقاطع زمین‌شناسی و مشخص کردن مرز کانسار در مقاطع و سپس وصل کردن مقاطعی که در مجاورت هم قرار دارند، طی می‌شود. مقاطع در حقیقت المان‌های دو بعدی هستند که در صورتی که با فواصل حدی بسیار کم به هم متصل شوند مدل

سه‌بعدی کانسار را ایجاد می‌کنند. دقت حالت سه‌بعدی به وجود آمده با استفاده از مقاطع دوبعدی بسته به فواصل مقاطع از هم و دقت تعیین مرز ماده معدنی دارد. عامل محدود کننده فواصل مقاطع شبکه حفاری گمانه‌های اکتشافی است چون نمی‌توان در بازه‌ای که گمانه حفر نشده است مقطع زده و مرزی برای ماده معدنی تعیین نمود.

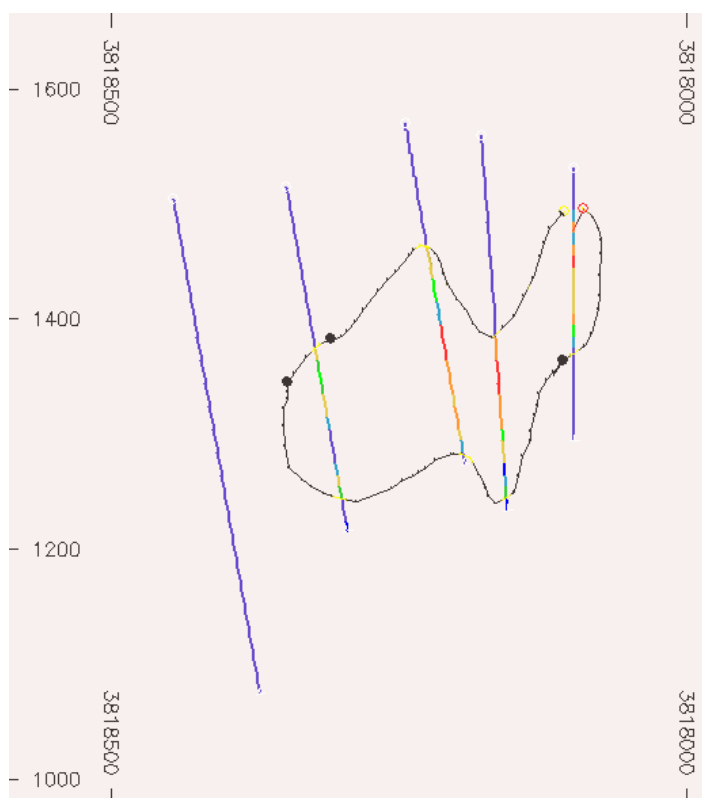
در نرم‌افزار Datamine در هر مقطع با استفاده از ابزار String مرز باطله و ماده معدنی ترسیم می‌شود. نکته مهم در تعیین مرز عیاری است که بالاتر از آن را به ماده معدنی و کمتر از آن را به باطله نسبت دهد. برای تعیین این مرز معمولاً از عیار حد استفاده می‌شود. البته باید در نظر داشت که عموماً درصدی از یک عنصر یا ماده معدنی به عنوان یک مقدار بدیهی در منطقه وجود داشته باشد که ممکن است نشان‌دهنده وجود زون کانی‌زایی آن عنصر یا ماده معدنی نباشد. برای مرزبندی ماده معدنی در آنومالی‌های Cn و Cs از عیار حد طراحی ۲۰ درصد استفاده شده است.

در نرم‌افزار Datamine برای هر مقطع یک محدوده‌ای مشخص می‌شود که آن را با استفاده از ابزار Clipping مشخص می‌کنند. این مقدار را باید به درستی تنظیم نمود که در بازه هر مقطع گمانه‌های مقطع مجاور قرار نگیرند و باعث به حساب آوردن یک گمانه یا قسمتی از آن در بیش از یک مقطع نگردد. البته ممکن است قسمت‌هایی از یک گمانه به علت شیب یا آزیموتش در بیش از یک مقطع مشاهده شود اما هر قسمت باید تنها در یک مقطع حضور داشته باشد. در شکل ۳-۷ یکی از مقطع آنومالی Cs به همراه سطح توپوگرافی مشاهده می‌شود.

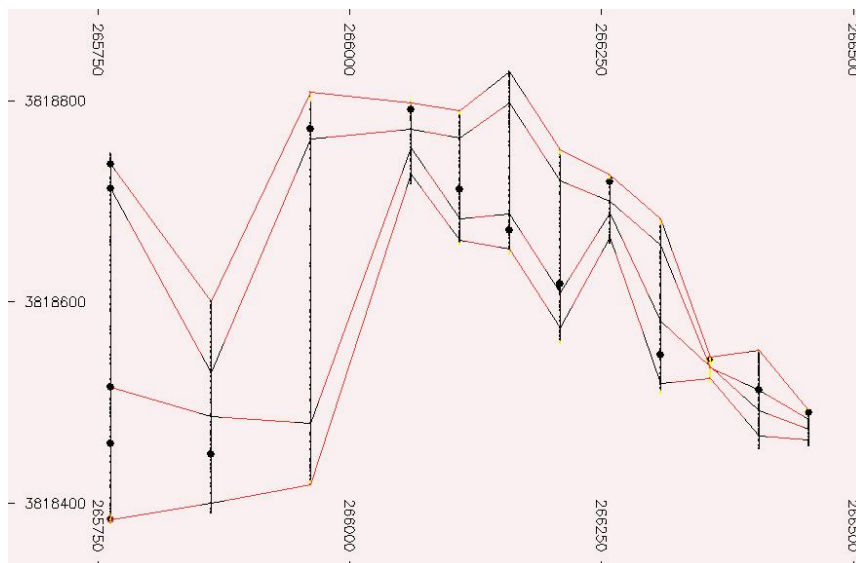
در مراحل بعد مرز کانسار در هر مقطع از باطله با استفاده از ابزار String ترسیم می‌گردد. در شکل ۳-۸ نمونه‌ای از ترسیم مرز ماده معدنی با باطله با استفاده از ابزار String در یکی از مقاطع آنومالی Cs نشان داده شده است. سپس با استفاده از ابزار Tag String مرزها در مقاطع به هم متصل می‌شوند. در شکل ۳-۹ نمای افقی مدل متصل شده مقاطع برای آنومالی Cn و در شکل ۳-۱۰ این مدل برای Cs نشان داده شده است.



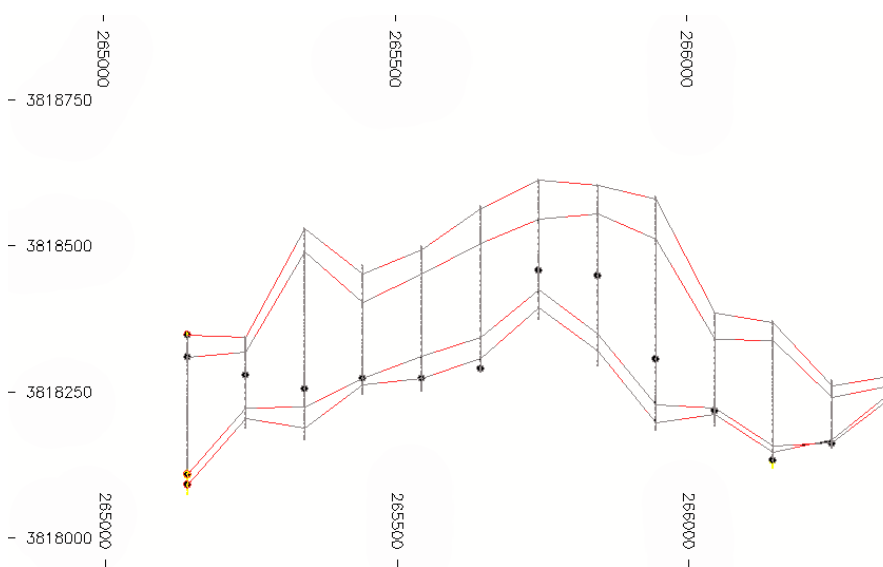
شکل ۳-۷- نمونه‌ای از یک مقطع در آنومالی Cs



شکل ۳-۸- مرز باطله و ماده معدنی در یکی از مقاطع آنومالی Cs



شکل ۳-۹- نمای افقی مدل مقاطع متصل شده آنومالی Cn

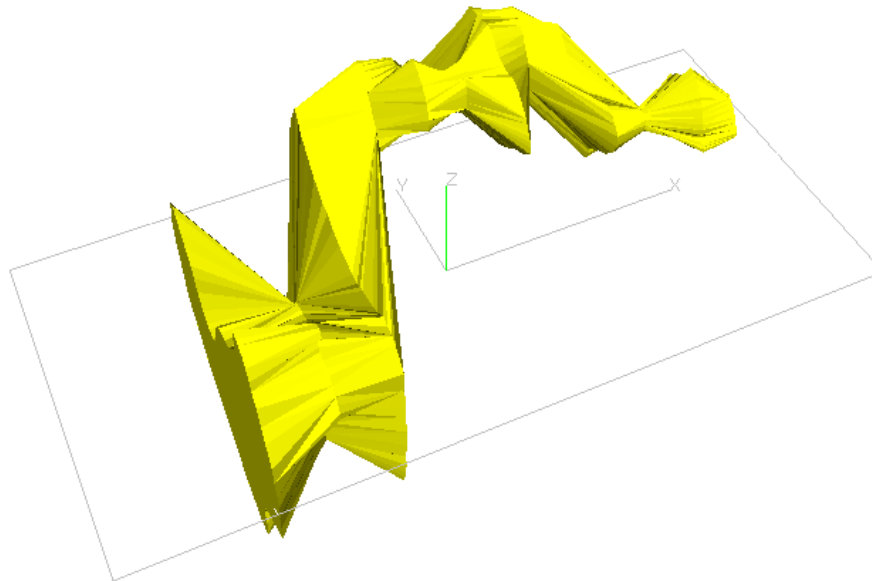


شکل ۳-۱۰- نمای افقی مدل مقاطع متصل شده آنومالی Cs

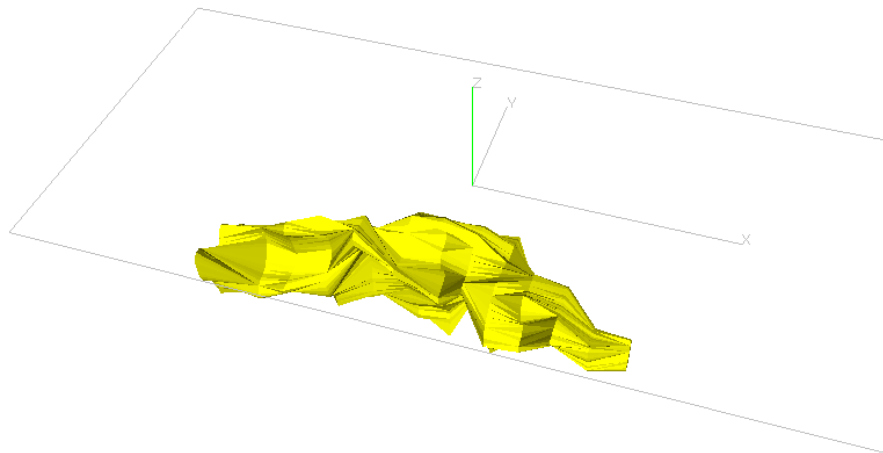
۳-۲-۴- مثلث بندی و تهیه پوسته ماده معدنی

در نرم افزار Datamine پس از ایجاد مقاطع پوسته ماده معدنی با استفاده از ابزار Wireframe ساخته می شود. برای ساختن سطح توپوگرافی نیز از این روش استفاده می شود. برای اتصال مقاطعی که با استفاده از Tag String به هم متصل شده اند، از Linking استفاده می گردد.

در این حالت از ابتدا تا آخرین مقطع، مقاطع به هم متصل می‌شوند. در نهایت ابتدا و انتهای مدل را با استفاده از ابزار End Link می‌بندند. در این مرحله مدل سه‌بعدی کانسار ساخته می‌گردد. در شکل ۱۱-۳ مدل ساخته شده برای آنومالی Cn و در شکل ۱۲-۳ مدل تهیه شده برای آنومالی Cs مشاهده می‌شود.



شکل ۱۱-۳- مدل سه‌بعدی آنومالی Cn



شکل ۱۲-۳- مدل سه‌بعدی آنومالی Cs

۳-۲-۵- بلوک‌بندی

هدف نهایی از مدل‌سازی یک کانسار در طراحی برای معدن روباز بلوک‌بندی آن کانسار به صورت منظم یا به صورت نامنظم است. منطقی‌ترین شکل فضایی که می‌تواند برای اجزای بلوک‌بندی استفاده

شود شکل مکعب مستطیل است. ابعاد بلوک مقدار ماده معدنی داخل هر بلوک، ارزش هر بلوک و ارتفاع پله‌ها را تعیین می‌کند.

۳-۲-۵-۱- ابعاد بلوک‌ها

برای تعیین ابعاد بلوک نظرات مختلفی وجود دارد. ابعاد افقی بلوک‌ها را طبق قواعد سرانگشتی موجود متناسب با شبکه اکتشافی نصف تا یک‌چهارم فاصله گمانه‌ها (Hustrulid, 1995) در نظر می‌گیرند. ارتفاع بلوک‌ها را معادل ارتفاع پله‌ها در نظر می‌گیرند. ارتفاع بلوک‌ها با استفاده از مطالعات ژئومکانیکی، ارتفاع دسترسی ماشین‌آلات بارگیری و باربری و حفاری موجود در معدن تعیین می‌شود. در روش دیگر ابعاد افقی بلوک‌ها برابر بعد ارتفاعی بلوک یا ارتفاع پله در نظر گرفته می‌شود. 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 می‌باشد (اصانلو، ۱۳۸۴). مهم‌ترین عوامل تعیین کننده ارتفاع پله، مقدار استخراج روزانه، توپوگرافی زمین، خصوصیات ژئومکانیکی دیواره معدن و امکان دسترسی به ماشین‌آلات سنگین می‌باشد (استوار، ۱۳۸۳).

در مدل‌سازی صورت گرفته برای آنومالی‌های C_n و C_s ، با توجه به نظر دفتر مهندسی طرح توسعه معادن سنگان، ارتفاع بلوک‌ها معادل ارتفاع پله‌ها طول ۱۰ متر استفاده شده است. ابعاد افقی بلوک‌ها نیز برابر ارتفاع بلوک‌ها یعنی ۱۰ متر در نظر گرفته شد. برای طراحی محدوده نهایی از مدل منظم استفاده شده است اما برای تخمین ذخیره، مدل بلوکی نامنظم برای دو آنومالی C_n و C_s ساخته شد.

۳-۲-۵-۲- مختصات بلوک‌ها

برای تهیه یک مدل بلوکی در نرم‌افزار Datamine ابتدا یک مدل اولیه را باید تعریف نمود. مدل اولیه جدید با استفاده از دستور Define Prototype تعریف می‌گردد. در این مدل اولیه نقاط ابتدایی مختصات مدل اولیه تعریف می‌شود. ابعاد بلوک‌ها در سه جهت (x, y, z) و تعداد بلوک‌ها در هر راستا

مشخص می‌گردد. باید برای مدل اولیه وجود یا عدم وجود ریزبلوک‌ها تعیین گردد. البته می‌توان در مدل اولیه با وجود ریزبلوک‌ها موافقت نمود و در هنگام تلفیق مدل اولیه با مدل سه‌بعدی ماده معدنی یا توپوگرافی ابعاد حداکثر و حداقل بلوک‌ها در سه راستا را با هم برابر و معادل ابعاد بلوک‌های منظم گرفت.

برای تعیین اطلاعات ورودی برای تعریف مدل اولیه از اطلاعات سطح توپوگرافی و ماده معدنی استفاده شده است. باید مدل اولیه هم سطح توپوگرافی را در بر بگیرد و هم ماده معدنی را شامل شود تا برای تعیین محدوده نهایی مشکلی پیش نیاید. حداقل مقدار x و y و z را از گستردگی ماده معدنی باید دریافت اما تعداد بلوک‌ها در جهت z باید به گونه‌ای باشد که حداکثر ارتفاع سطح توپوگرافی را در بر بگیرد. البته باید محدوده مختصات تعریف مدل اولیه را مقداری گسترده‌تر از محدوده به دست آمده گرفت تا خطاهای احتمالی در تحلیل مختصات‌ها جبران گردد. در جدول ۳-۷ مشخصات مدل اولیه تعریف شده برای آنومالی‌های Cn و Cs آورده شده است. لازم به ذکر است x در راستای شرق، y در راستای شمال و z در راستای عمود بر افق به سمت بالا می‌باشد.

جدول ۳-۷- مشخصات مدل اولیه

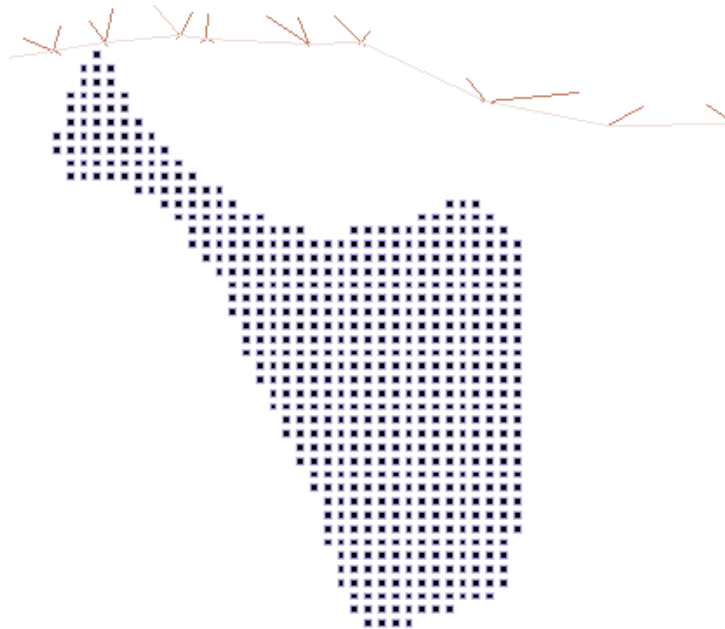
آنومالی	x مبدا	y مبدا	z مبدا	تعداد بلوک در راستای x	تعداد بلوک در راستای y	تعداد بلوک در راستای z
Cn	۲۶۵۵۰۰	۳۸۱۸۱۰۰	۸۸۰	۱۱۵	۹۰	۷۱
Cs	۲۶۵۰۵۰	۳۸۱۷۶۰۰	۸۶۰	۲۰۰	۶۰۰	۸۰

۳-۲-۵-۳- ایجاد مدل بلوکی ماده معدنی و باطله

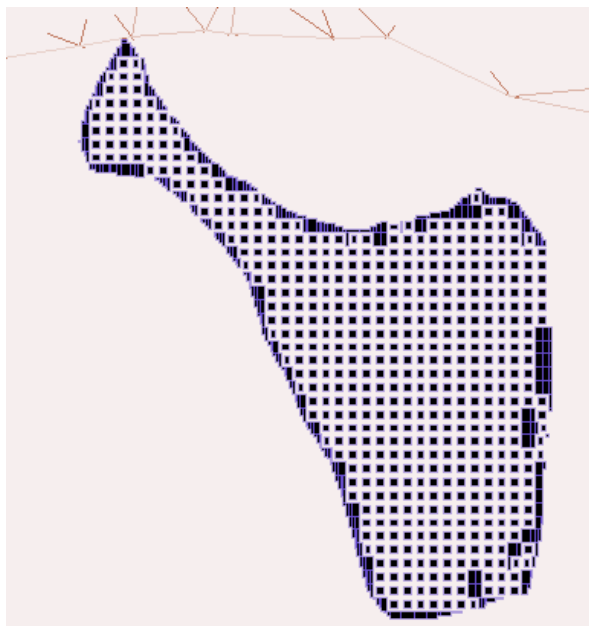
پس از تعریف مدل اولیه برای ایجاد مدل بلوکی ماده معدنی باید مدل سه‌بعدی ماده معدنی را با مدل اولیه تلفیق نمود و داخل پوسته را به عنوان ماده معدنی در نظر گرفت. برای ایجاد مدل باطله نیز به همین روش اما زیر سطح توپوگرافی را به عنوان باطله در نظر می‌گیریم. در این مرحله بلوک‌ها صاحب کدی می‌شوند که معمولاً کد صفر برای بلوک‌های باطله و کد ۱ به بلوک‌های ماده معدنی تعلق می‌گیرد. بلوک‌بندی به دو صورت منظم و نامنظم می‌تواند انجام شود. در بلوک‌بندی منظم ابعاد تمام بلوک‌ها در هر راستا با هم برابر هستند. در بلوک‌بندی نامنظم برای دقت بیشتر در مرزهای باطله و

ماده معدنی از ریزبلوک استفاده می‌شود. در شکل ۳-۱۳ بلوک‌بندی منظم در یکی از مقاطع آنومالی Cn به عنوان نمونه نشان داده شده است. در شکل ۳-۱۴ همان مقطع شکل ۳-۱۳ با وجود ریزبلوک‌ها نشان داده شده است. در نرم‌افزار Datamine این امکان وجود دارد که ابعاد ریزبلوک‌ها را بهینه نمود. پس از بهینه سازی ابعاد ریزبلوک‌ها این مدل بهینه شده به عنوان مدل برای مراحل بعدی استفاده می‌شود.

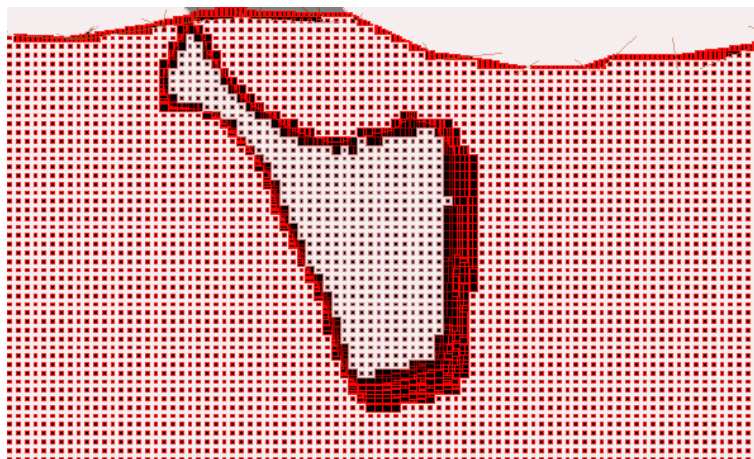
پس از ایجاد مدل بلوکی (منظم یا غیر منظم) باطله و ماده معدنی دو مدل به هم اضافه می‌شوند و مدل نهایی ایجاد می‌گردد. لازم به ذکر است که قبل از تلفیق مدل‌ها باید به بلوک‌های ماده معدنی عیار اضافه شود و سپس دو مدل با هم تلفیق گردند که این روند در بخش‌های بعد توضیح داده خواهد شد. در شکل ۳-۱۵ مدل نهایی همراه با سطح توپوگرافی نشان داده شده است.



شکل ۳-۱۳- یکی از مقاطع Cn با بلوک‌های منظم



شکل ۳-۱۴- یکی از مقاطع Cn با بلوک‌های نامنظم



شکل ۳-۱۵- مدل بلوکی نهایی (نامنظم) در یکی از مقاطع آنومالی Cn

۳-۲-۶- تخمین عیار

پس از این که مدل بلوکی ماده معدنی ساخته شد، باید مشخصات عیاری هر بلوک را تخمین زد. تا قبل از این مرحله هر بلوک حاوی اطلاعات مختصات فضایی و کد صفر یا یک که نشان‌دهنده باطله یا ماده معدنی بودن بلوک است، می‌باشد. در مرحله عیاردهی با استفاده از یکی از روش‌های تخمین که برای نرم‌افزار Datamine امکان دارد، انجام می‌پذیرد. در نرم‌افزار Datamine امکان تخمین عیار به روش‌های نزدیک‌ترین نقاط، عکس توانی از فاصله و کریجینگ وجود دارد.

آن گونه که در بالا اشاره شد، قبل از تلفیق دو مدل باطله و ماده معدنی باید عیاردهی صورت پذیرد. پس از عیاردهی مدل ماده معدنی (منظم یا نامنظم) به مدل باطله اضافه می‌گردد. در این مطالعه به سه روش نزدیک‌ترین نقاط، عکس مجذور فاصله و کریجینگ برای بلوک‌ها عیارسنجی شده است که نتایج آنها در بخش‌های بعد می‌آید. برای تعیین محدوده نهایی از مدلی که به روش کریجینگ عیاردهی شده است استفاده خواهد شد زیرا این روش در به دست آوردن معادلات از محاسبات زمین‌آماری پیروی می‌کند و از نظر ریاضی قابل استنادتر و منطقی‌تر خواهد بود.

۳-۲-۷- تخمین ذخیره آنومالی‌های Cs و Cn

پس از مدل‌سازی و بلوک‌بندی آنومالی‌های مورد مطالعه، می‌توان تخمین ذخیره را انجام داد. تخمین ذخیره یکی از کارهای مهمی است که علاوه بر اهمیت فنی و طراحی از نظر بررسی‌های استراتژیک ارزشمند است.

۳-۲-۷-۱- تخمین ذخیره به روش نزدیک‌ترین نقاط

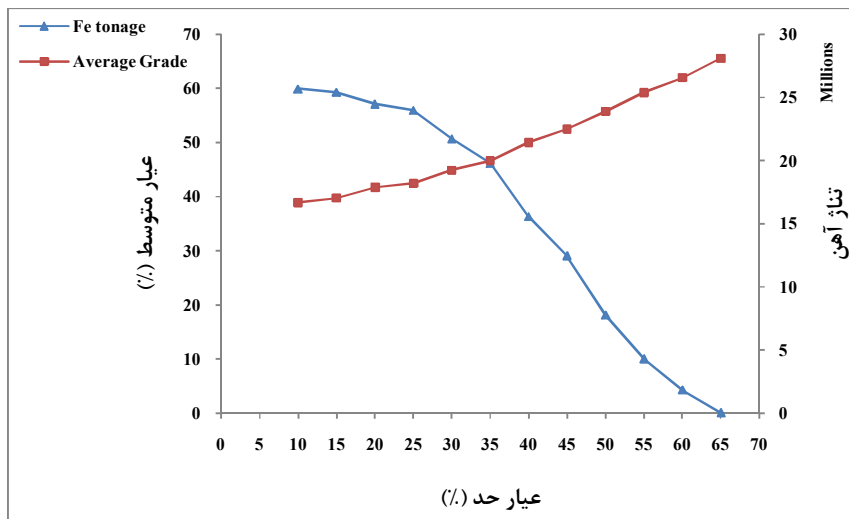
در این روش که یکی از ساده‌ترین روش‌های تخمین عیار و تخمین ذخیره است برای تخمین، عیار بلوک را برابر با نزدیک‌ترین نقطه معلوم در نظر می‌گیرند. در جداول ۳-۸ و ۳-۹ به ترتیب نتایج تخمین ذخیره و عیار متوسط آنومالی‌های Cs و Cn با فرض عیارهای مختلف به عنوان عیار حد آورده شده است. در شکل ۳-۱۶ و ۳-۱۷ نیز به ترتیب نمودار تخمین ذخیره و عیار متوسط آنومالی‌های Cn و Cs، به روش نزدیک‌ترین نقاط نشان داده شده است. در جدول ۳-۱۰ نتایج کلی تخمین ذخیره و عیار متوسط آنومالی‌های Cs و Cn بیان شده است.

جدول ۳-۸- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cn به روش نزدیکترین نقاط

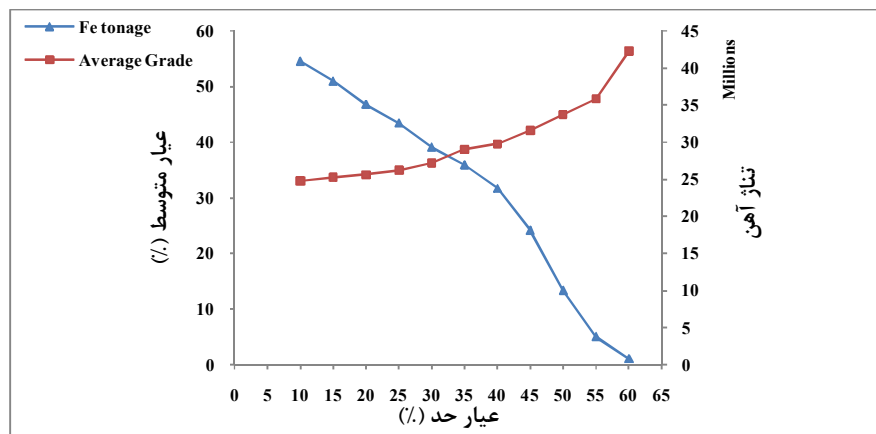
عیار حد (%)	تناژ آهن	عیار متوسط (%)
۱۰	۲۵۶۷۵۸۵۸	۳۸/۹۷
۱۵	۲۵۴۲۵۱۹۳	۳۹/۷۸
۲۰	۲۴۴۸۰۹۱۱	۴۱/۷۳
۲۵	۲۳۹۹۷۷۹۱	۴۲/۴۸
۳۰	۲۱۷۳۲۵۷۴	۴۴/۹۱
۳۵	۱۹۷۹۳۶۴۴	۴۶/۶۶
۴۰	۱۵۵۸۸۱۰۲	۵۰/۰۵
۴۵	۱۲۴۸۶۵۷۵	۵۲/۴۹
۵۰	۷۷۸۱۰۸۷	۵۵/۷۷
۵۵	۴۳۱۶۰۳۰	۵۹/۲۵
۶۰	۱۸۴۴۴۳۴	۶۱/۹۹
۶۵	۶۲۴۴۱	۶۵/۵۶

جدول ۳-۹- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cs به روش نزدیکترین نقاط

عیار حد (%)	تناژ آهن	عیار متوسط (%)
۱۰	۴۰۹۳۴۱۳۳	۳۳/۰۳
۱۵	۳۸۲۲۹۹۰۹	۳۳/۶۹
۲۰	۳۵۰۹۹۲۲۷	۳۴/۱۸
۲۵	۳۲۵۹۱۹۷۴	۳۴/۹۸
۳۰	۲۹۳۲۲۷۹۱	۳۶/۲۸
۳۵	۲۶۹۳۴۸۶۰	۳۸/۷۱
۴۰	۲۳۷۶۵۷۶۴	۳۹/۶۹
۴۵	۱۸۱۰۴۷۲۲	۴۲/۱۱
۵۰	۹۹۶۷۹۰۳	۴۴/۹۹
۵۵	۳۷۶۷۲۰۶	۴۷/۷۹
۶۰	۷۷۹۷۶۰	۵۶/۳۹



شکل ۳-۱۶- نمودار تناژ (Fe) -عیار آنومالی Cn به روش نزدیکترین نقاط



شکل ۳-۱۷- نمودار تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cs به روش نزدیک‌ترین نقاط

جدول ۳-۱۰- نتایج کلی تخمین ذخیره به روش نزدیک‌ترین نقاط

عیار متوسط (%)	تناژ آهن	تناژ ماده معدنی	آنومالی
۳۶/۱۶	۲۵۸۳۵۶۰۷	۷۱۴۴۳۹۶۰	Cn
۲۵/۹۱	۴۵۸۸۰۶۲۰	۱۷۷۰۵۱۴۰۷	Cs

۳-۲-۷-۲- تخمین ذخیره به روش عکس مجذور فاصله

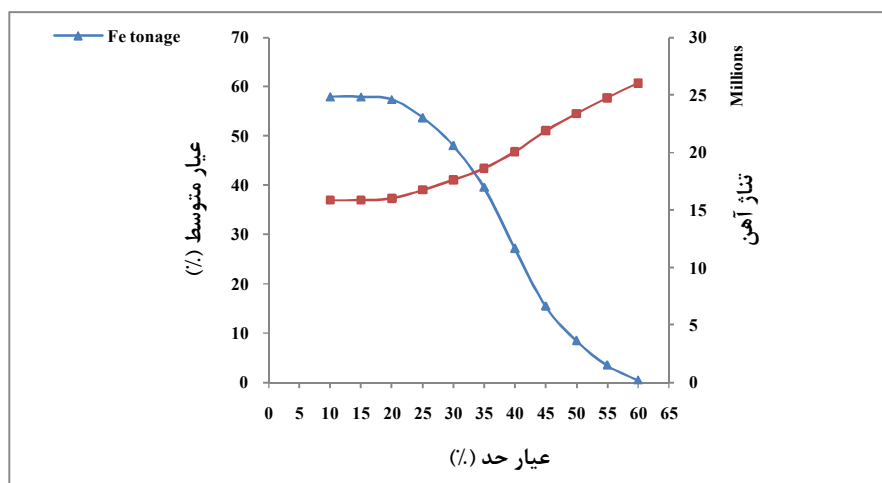
در روش عکس مجذور فاصله، برای تخمین عیار بلوک از عکس مجذور "فواصل نقاط معلوم از مرکز ثقل بلوک" استفاده می‌شود. این روش یکی از روش‌هایی است که برای تخمین ذخیره آنومالی‌های Cn و Cs استفاده شده است. نتایج به دست آمده از این روش برای عیارهای حد مختلف در جدول ۳-۳-۱۱ برای آنومالی Cn و جدول ۳-۱۲ برای آنومالی Cs آورده شده است. نمودار تناژ آهن-عیار نیز در شکل‌های ۳-۱۸ و ۳-۱۹ به ترتیب برای Cn و Cs نشان داده شده است. نتیجه کلی تخمین ذخیره در جدول ۳-۱۳ بیان شده است.

جدول ۳-۱۱- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cn به روش عکس مجذور فاصله

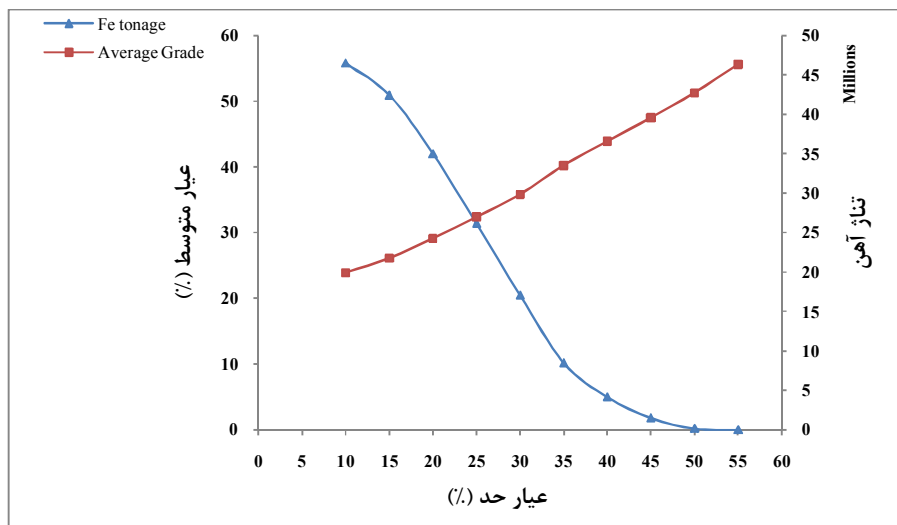
عیار حد (%)	آهن (تن)	عیار متوسط (%)
۱۰	۲۴۸۶۰۰۷۰	۳۶/۹۸
۱۵	۲۴۸۴۸۱۶۸	۳۷/۰۱
۲۰	۲۴۶۲۵۰۴۵	۳۷/۳۷
۲۵	۲۳۰۵۴۹۰۶	۳۹/۰۴
۳۰	۲۰۶۲۰۵۶۴	۴۱/۰۶
۳۵	۱۶۹۷۹۶۶۲	۴۳/۴۶
۴۰	۱۱۶۷۶۳۴۳	۴۶/۸
۴۵	۶۶۲۴۱۹۶	۵۱/۰۷
۵۰	۳۶۴۲۳۸۲	۵۴/۵۵
۵۵	۱۴۹۵۷۶۹	۵۷/۷۹
۶۰	۱۹۵۸۷۶	۶۰/۷۵

جدول ۳-۱۲- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cs به روش عکس مجذور فاصله

عیار حد (%)	آهن (تن)	عیار متوسط (%)
۱۰	۴۶۵۱۳۰۵۰	۲۳/۸۹
۱۵	۴۲۴۳۳۵۰۷	۲۶/۰۹
۲۰	۳۴۹۸۵۴۸۲	۲۹/۱
۲۵	۲۶۱۵۹۰۷۶	۳۲/۳۹
۳۰	۱۷۰۶۱۴۷۵	۳۵/۸
۳۵	۸۴۸۷۰۱۵	۴۰/۲۳
۴۰	۴۱۵۵۳۶۶	۴۳/۹۱
۴۵	۱۴۸۷۰۴۰	۴۷/۴۶
۵۰	۱۵۶۵۲۶	۵۱/۲۶
۵۵	۳۳۸	۵۵/۶



شکل ۳-۱۸- منحنی تتاژ (Fe) - عیار آنومالی Cn به روش عکس مجذور فاصله



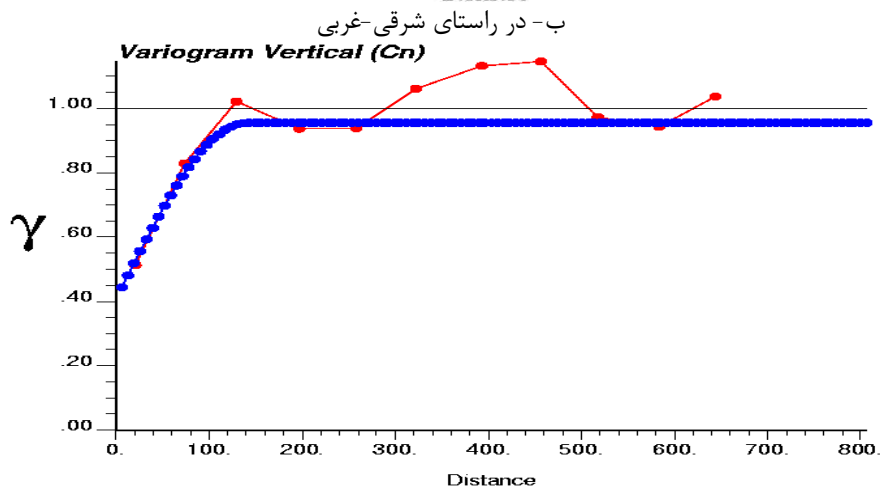
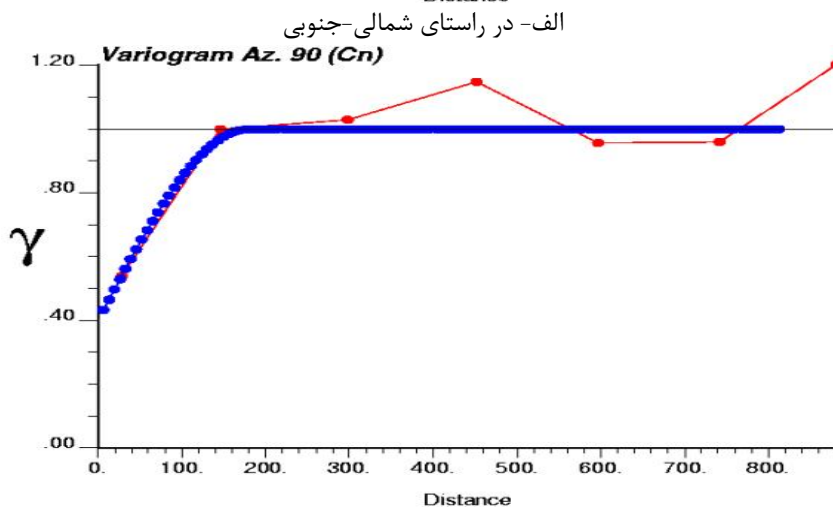
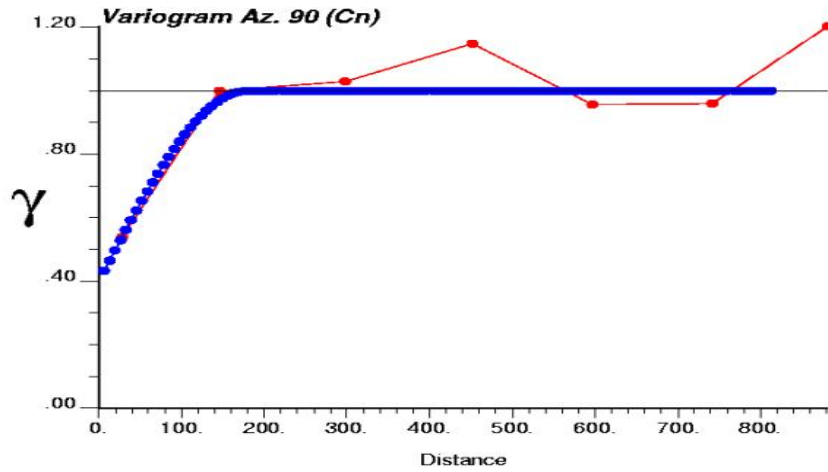
شکل ۳-۱۹- منحنی تناژ آهن (Fe) - عیار آنومالی Cs به روش عکس مجذور فاصله

جدول ۳-۱۲- نتیجه کلی تخمین ذخیره به روش عکس مجذور فاصله

عیار متوسط (%)	آهن (تن)	ماده معدنی (تن)	آنومالی
۳۶/۹۸	۲۴۸۶۰۲۷۳	۶۷۲۲۸۵۸۱	Cn
۲۲/۴	۴۷۷۹۱۹۰۹	۲۱۳۳۴۷۱۴۴	Cs

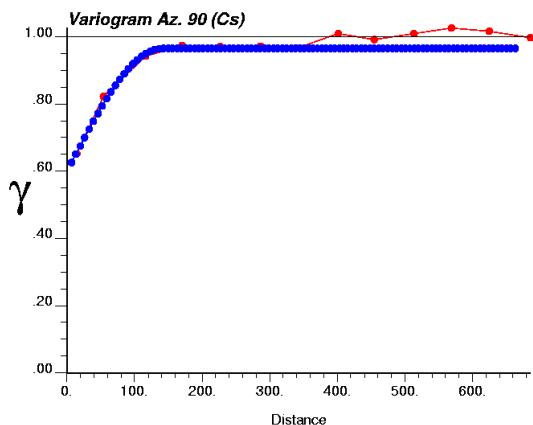
۳-۲-۷-۳- تخمین ذخیره به روش کریجینگ

در روش زمین آماری ابتدا برای داده‌ها واریوگرام ترسیم می‌گردد. با استفاده از نرم‌افزار WinGslib واریوگرام نمونه‌های ترکیب شده آنومالی‌های Cn و Cs ترسیم شده است. در شکل ۳-۲۰-الف، ب و ج واریوگرام نمونه‌ها به ترتیب در جهات شمالی-جنوبی، شرقی-غربی و قائم آنومالی Cn و در شکل ۳-۲۲-الف، ب و ج واریوگرام نمونه‌های آنومالی Cs در جهات شمالی-جنوبی، شرقی-غربی و قائم به ترتیب نشان داده شده‌اند که در آنها ۷ بیان‌گر مقدار واریوگرام است. نمونه‌هایی که برای محاسبه واریوگرام استفاده شده‌اند، نمونه‌های ۱۰ متری ترکیب شده بوده‌اند.

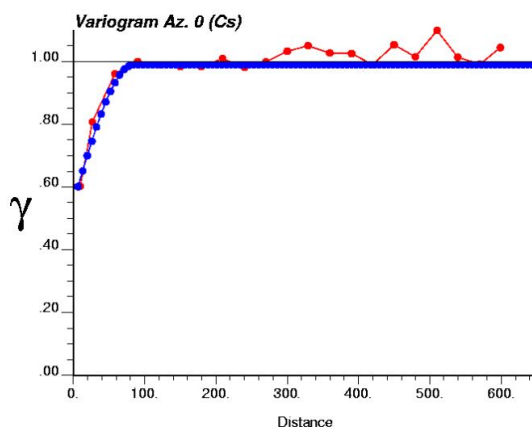


ج- در راستای قائم

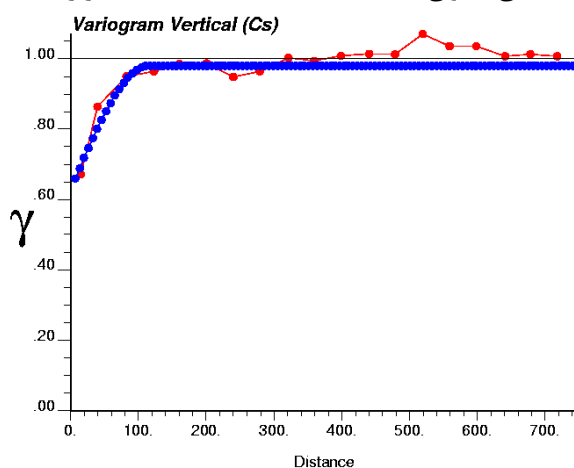
شکل ۳-۲۰- واریوگرام کانسار آنومالی C شمالی



ب- در راستای شرقی-غربی



الف- در راستای شمالی-جنوبی



ج- در راستای قائم

شکل ۳-۲۱- واریوگرام کانسار آنومالی C جنوبی

در جدول ۳-۱۳ مشخصات واریوگرام محاسبه شده برای آنومالی‌های C_n و C_s آورده شده است. با توجه به مشخصات واریوگرام‌ها در جهات مختلف سه‌گانه شعاع تاثیر آنها متفاوت است اما مقادیر C_0 و C با هم برابرند. لذا هر دو آنومالی دارای خاصیت ایزوتروپی نیستند.

جدول ۳-۱۳- مشخصات واریوگرام نمونه‌ها در سه جهت

آنومالی	C_0 ((%) ²)	C_c ((%) ²)	$A_{Az=0}$ (متر)	$A_{Az=90}$ (متر)	$A_{vertical}$ (متر)
C_n	۰/۳۹۵	۰/۵۶۶	۱۲۰	۱۸۰	۱۴۰
C_s	۰/۵۹۳	۰/۳۸۵	۸۵	۱۴۰	۱۱۵

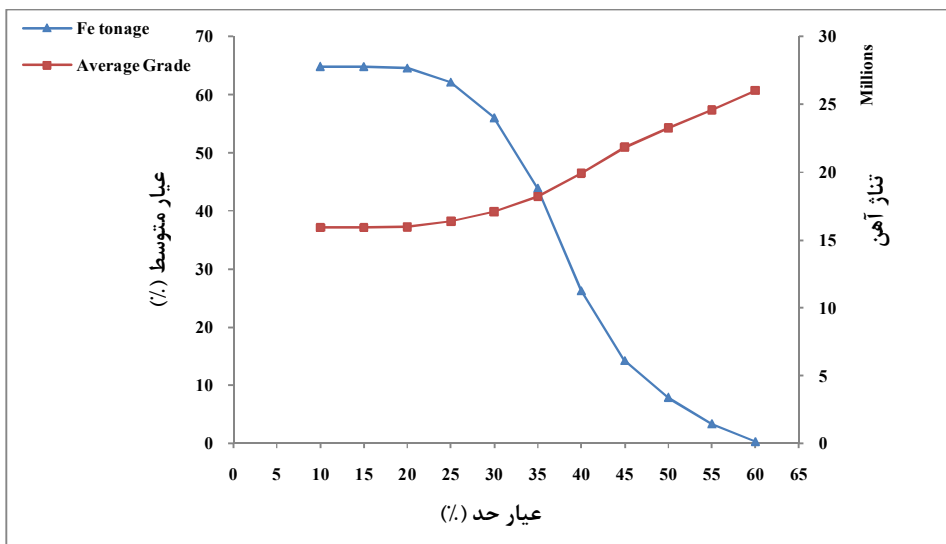
پس از بررسی واریوگرام نمونه‌های دو آنومالی و تعیین مشخصات لازم برای محاسبات، با استفاده از نرم‌افزار Datamine بلوک‌های ماده معدنی به روش کریجینگ عیاردهی گردیدند. نتایج تخمین ذخیره با استفاده از کریجینگ به ازای عیارهای حد مختلف برای آنومالی Cn در جدول ۳-۱۴ و برای آنومالی Cs در جدول ۳-۱۵ بیان شده است. نمودار تناژ - عیار نیز در شکل ۳-۲۲ و ۳-۲۳ به ترتیب برای Cn و Cs نشان داده شده است. نتایج کلی تخمین ذخیره آنومالی‌ها در جدول ۳-۱۶ بیان شده است.

جدول ۳-۱۴- نتایج تخمین ذخیره Cn به روش کریجینگ

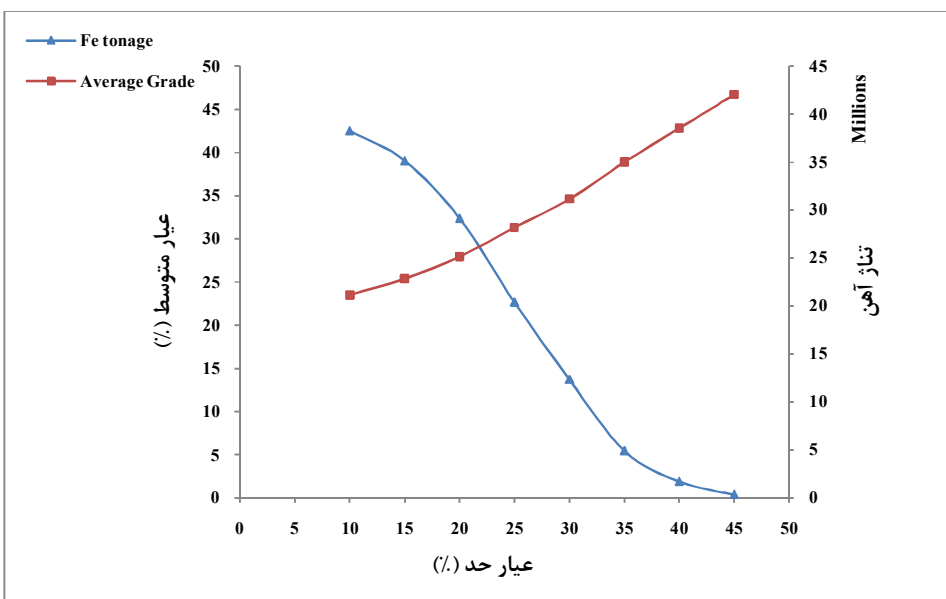
عیار حد (%)	آهن (تن)	عیار متوسط (%)
۱۰	۲۷۷۸۵۴۷۳	۳۷/۱۳
۱۵	۲۷۷۸۴۱۹۳	۳۷/۱۴
۲۰	۲۷۶۶۹۹۳۳	۳۷/۲۹
۲۵	۲۶۶۳۱۴۸۱	۳۸/۲۲
۳۰	۲۴۰۰۱۵۵۲	۳۹/۸۶
۳۵	۱۸۸۱۰۹۶۵	۴۲/۴۹
۴۰	۱۱۲۵۱۰۴۸	۴۶/۴۹
۴۵	۶۱۰۹۲۰۳	۵۰/۹۷
۵۰	۳۳۸۵۱۴۱	۵۴/۲۳
۵۵	۱۴۴۱۸۹۷	۵۷/۳۴
۶۰	۱۲۵۷۶۲	۶۰/۷

جدول ۳-۱۵- نتایج تخمین ذخیره آنومالی Cs به روش کریجینگ

عیار حد (%)	آهن (تن)	عیار متوسط (%)
۱۰	۳۸۳۰۴۴۱۴	۲۳/۵
۱۵	۳۵۱۷۳۵۰۱	۲۵/۳۸
۲۰	۲۹۱۶۰۸۳۶	۲۷/۹۵
۲۵	۲۰۳۹۸۶۹۲	۳۱/۳۳
۳۰	۱۲۳۴۵۴۳۵	۳۴/۶۱
۳۵	۴۹۱۷۵۳۴	۳۸/۹۲
۴۰	۱۷۰۹۱۷۹	۴۲/۸۴
۴۵	۳۵۱۴۹۲	۴۶/۷۴



شکل ۳-۲۲- نمودار تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cn به روش کریجینگ



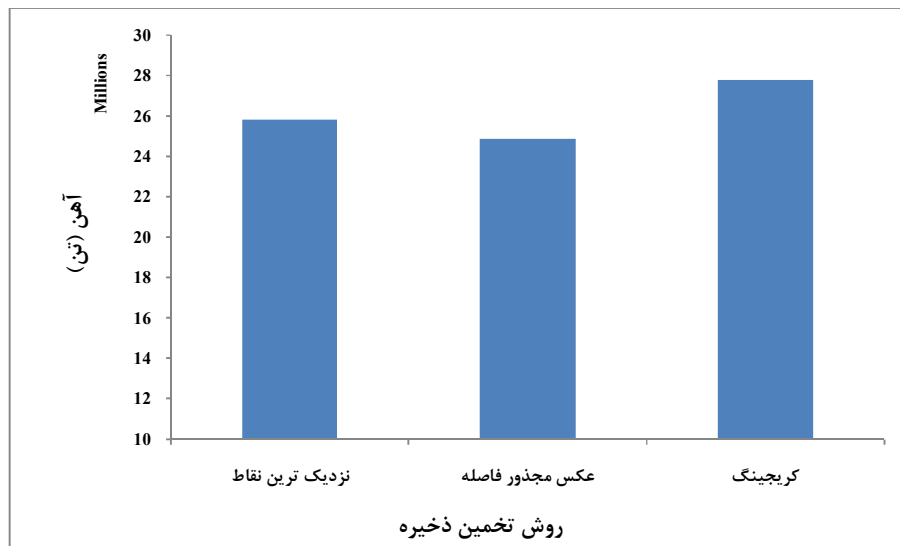
شکل ۳-۲۳- نمودار تناژ (Fe) - عیار آنومالی Cs به روش کریجینگ

جدول ۳-۱۶- نتایج کلی تخمین ذخیره به روش کریجینگ

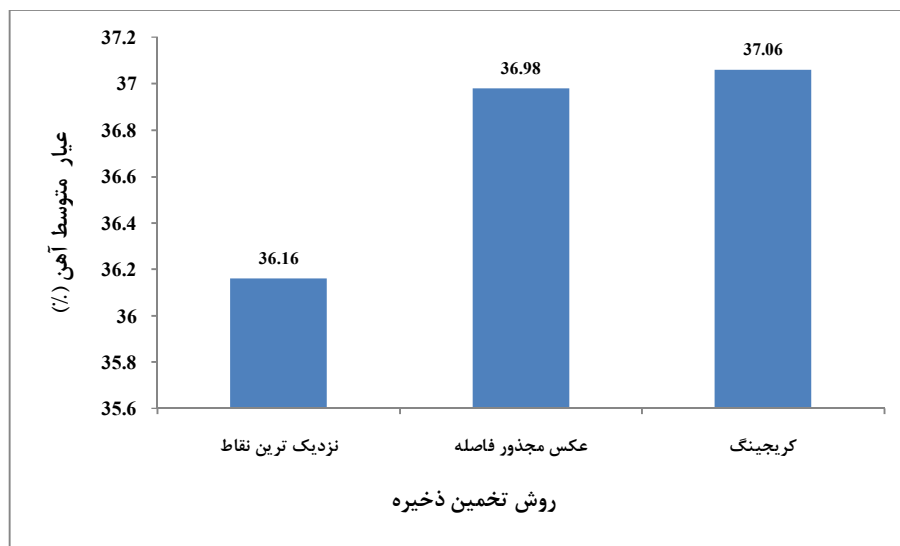
عیار متوسط (%)	آهن (تن)	ماده معدنی (تن)	آنومالی
۳۷/۰۶	۲۷۷۸۵۴۷۳	۷۴۹۷۳۵۸۹	Cn
۲۲/۵۴	۳۹۰۴۵۵۵۰	۱۷۳۲۴۰۵۴۲	Cs

۳-۲-۷-۴- مقایسه نتایج تخمین ذخیره به سه روش

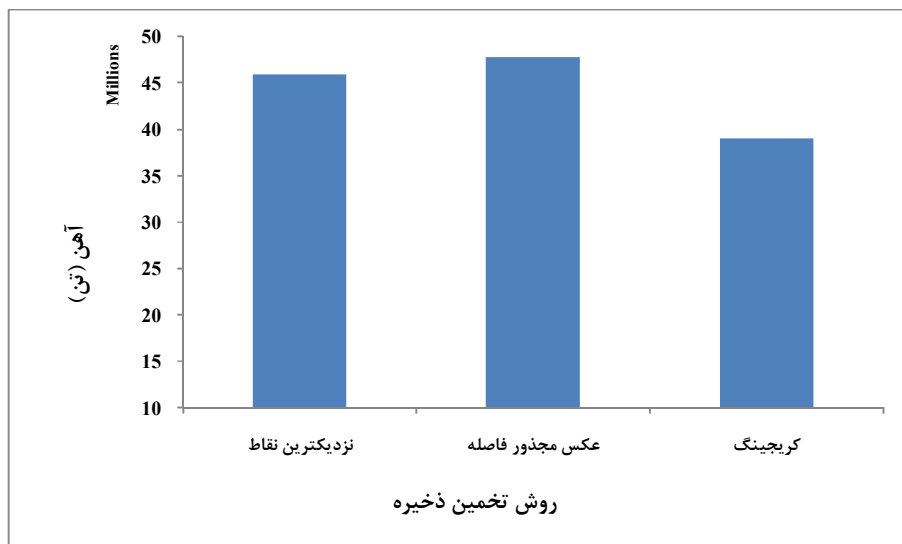
در شکل ۳-۲۴ نمودار مقایسه نتایج تخمین ذخیره به سه روش نزدیک‌ترین نقاط، عکس مجذور فاصله و کریجینگ برای آنومالی Cn و در شکل ۳-۲۵ نمودار برای مقایسه عیارهای متوسط این آنومالی نشان داده شده است. در شکل‌های ۳-۲۶ و ۳-۲۷ نمودار مقایسه تخمین ذخیره و عیار متوسط آنومالی Cs به سه روش گفته شده به ترتیب مشاهده می‌شود.



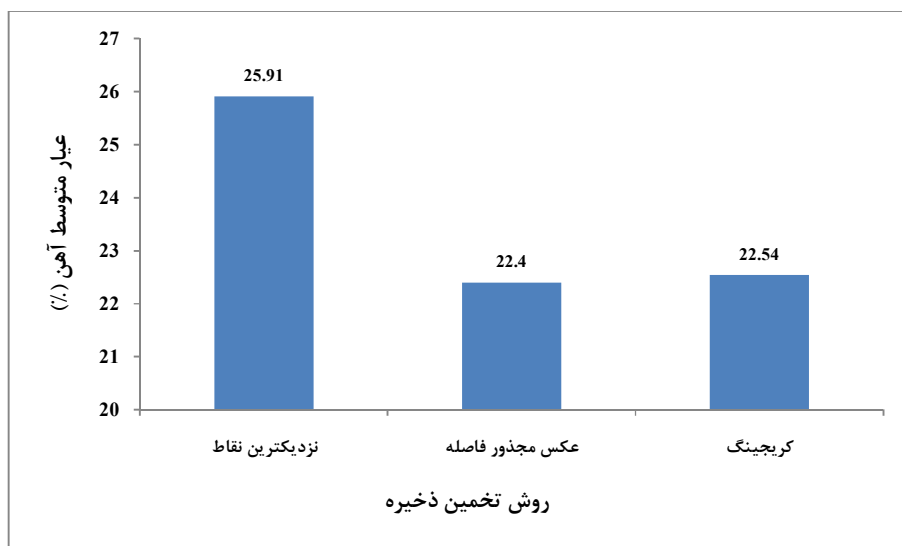
شکل ۳-۲۴- نمودار نتایج روش‌های مختلف برای آنومالی Cn در تناژ آهن



شکل ۳-۲۵- نمودار مقایسه عیار متوسط روش‌های استفاده شده برای تخمین ذخیره Cn



شکل ۳-۲۶- نمودار نتایج روش‌های مختلف برای آنومالی Cs در تناژ آهن



شکل ۳-۲۷- نمودار مقایسه عبار متوسط روش‌های استفاده شده برای تخمین ذخیره Cs

در نمودارهای مربوط به آنومالی Cn روش کریجینگ بیشترین ذخیره و عبار را محاسبه نموده است. در آنومالی Cs بیشترین ذخیره به روش عکس مجذور فاصله و کمترین عبار به همین روش به دست آمده است. البته عبار متوسط در دو روش کریجینگ و عکس مجذور فاصله در Cs بسیار به هم نزدیک هستند. در روش عکس مجذور فاصله، فقط موقعیت نقاط معلوم نسبت به نقطه مجهول در نظر گرفته می‌شود؛ اما در روش کریجینگ هم موقعیت نقاط معلوم به نقطه مجهول و هم موقعیت نقاط معلوم

نسبت به هم‌دیگر در محاسبات وارد می‌شود. با توجه به این‌که روش کریجینگ به محاسبه واریوگرام
استناد دارد و روش مستدلی را برای محاسبات داراست، اثبات شده است که داری خطای کمتری
نسبت به دو روش دیگر است، لذا از نتایج این روش برای محاسبه محدوده بهینه نهایی استفاده شده
است.

فصل چهارم

تعیین محدوده نهایی آنومالی‌های C شمالی و

جنوبی سنگان

۴-۱- مقدمه

در فصل سوم به نحوه مدل‌سازی آنومالی‌های Cn و Cs پرداخته شد. در آن مرحله مدل بلوکی نامنظم (استفاده از ریزبلوک‌ها) برای تخمین ذخیره و مدل بلوکی منظم با هدف استفاده برای طراحی محدوده نهایی تهیه شد. در این فصل به تعیین محدوده نهایی و تحلیل حساسیت آن نسبت به پارامترهای اقتصادی پرداخته خواهد شد. پس از تهیه مدل زمین‌شناسی، مدل اقتصادی آنومالی‌ها ساخته می‌شود و سپس با استفاده از نرم‌افزار NPV Scheduler محدوده نهایی این آنومالی‌ها تعیین خواهد گردید.

۴-۲- نرم‌افزار NPV Scheduler

نرم‌افزار NPV Scheduler یک نرم‌افزار برای بهینه‌سازی و برنامه‌ریزی تولید معادن می‌باشد که با استفاده از آن تهیه مدل اقتصادی، تعیین محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید انجام می‌شود.

ورودی‌های نرم‌افزار NPV Scheduler عبارتند از (Datamine, 2009):

الف- مدل بلوکی کانسار

ب- هزینه‌های معدنکاری و فرآوری

- در صورتی که ماده معدنی حاوی چند نوع عنصر یا کانی باشد، عیارهای چندگانه و

فرآوری‌های چندگانه در نظر گرفته می‌شود.

- بازیابی را باید به عنوان یک پارامتر مهم در نظر گرفت.

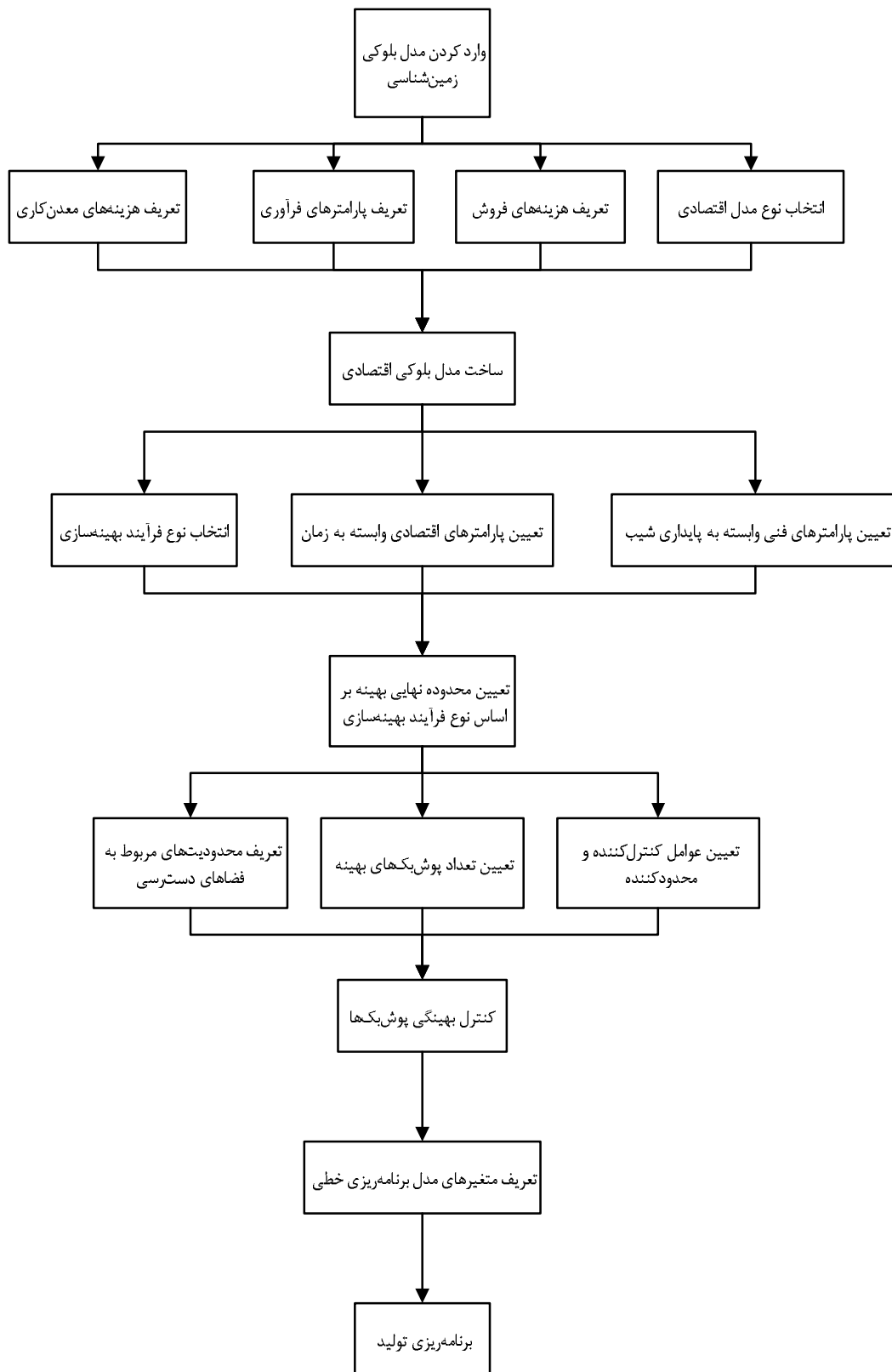
ج- پارامترهای طراحی پوشش‌ها مثل طول، عرض و عمق

د- اهداف برنامه‌ریزی تولید مثل نسبت باطله برداری، نرخ خوراک‌دهی به کارخانه فرآوری خروجی نرم‌افزار NPV Scheduler بسته به مرحله استفاده از آن همانند تهیه مدل اقتصادی، تعیین محدوده نهایی یا پوشش‌ها یا برنامه‌ریزی تولید مدل بلوکی‌ای خواهد بود که حاوی اطلاعات آن مرحله است. از این مدل می‌توان به قالب‌های^۷ مختلف مثل متن یا Datamine در نرم‌افزار خروجی گرفت.

فرآیند کار در محیط نرم‌افزار NPV Scheduler با هدف برنامه‌ریزی استراتژیک معدن روباز در شکل ۱-۴ نشان داده شده است.

۴-۳- ورود مدل زمین‌شناسی به نرم‌افزار NPV Scheduler

در مرحله ابتدایی برای کار با نرم‌افزار NPV Scheduler باید مدل زمین‌شناسی به نرم‌افزار وارد شود. فایل مدل بلوکی ساخته شده در نرم‌افزار Datamine مدل ورودی نرم‌افزار NPV Scheduler می‌باشد. در وارد نمودن این فایل باید دقت نمود که گزینه Rock type به درستی تنظیم شود. با توجه به نوع ماده (مواد) معدنی و باطله به هر بلوک از مدل زمین‌شناسی یک کد اختصاص داده می‌شود، بدین صورت که در این پروژه در مرحله مدل‌سازی با نرم‌افزار Datamine، کد صفر به بلوک‌های باطله و کد یک به بلوک‌های ماده معدنی اختصاص داده شده است. این کدهای از آن جهت مهم است که در مراحل بعد برای تعیین مقصد (فرآوری یا باطله) و اعمال هزینه‌های هر کدام تعیین کننده خواهد بود. در جدول ۱-۴ گزارش مدل زمین‌شناسی Cn و در جدول ۲-۴ گزارش مدل زمین‌شناسی Cs که به نرم‌افزار NPV Scheduler وارد شده‌اند، نشان داده شده است.



شکل ۴-۱- فرآیند کار با نرم‌افزار NPV Scheduler (حسینی، ۱۳۸۷)

جدول ۴-۱- گزارش مدل زمین‌شناسی Cn ورودی به نرم‌افزار NPV Scheduler

Project: sangan Cn INPUT MODEL REPORT Datamine block model, 638156 records Input Model Statistics Model Dimensions: nX=115 nY=90 nZ=71 Block Dimensions: X=10.00 Y=10.00 Z=10.00 Model Origin: X=265500.00 Y=3818100.00 Z=880.00 Number of cells read: 638,156 Number of subcells read: 638,156 Field assignments Density DENSITY Rock types ZONE Product Fe (percentage grade) Attribute S (percentage grade) Attribute P (percentage grade)	Units Rock tonnes Volume cu.m Fe tonnes S tonnes P tonnes Data check: products and attributes Fe found in 20432 records; average grade: 37.204 % S found in 20432 records; average grade: 1.361 % P found in 20402 records; average grade: 0.030 %
---	---

جدول ۴-۲- گزارش مدل زمین‌شناسی Cs ورودی به نرم‌افزار NPV Scheduler

Project: sangan Cs INPUT MODEL REPORT Input Model Statistics Model Dimensions: nX=200 nY=600 nZ=80 Block Dimensions: X=10.00 Y=10.00 Z=10.00 Model Origin: X=265050.00 Y=3817600.00 Z=860.00 Number of cells read: 1,249,700 Number of subcells read: 1,249,700 Field assignments Density Density Rock types ZONE Product Fe (percentage grade) Attribute S (percentage grade) Attribute P (percentage grade)	Units Rock tonnes Volume cu.m Fe tonnes S tonnes P tonnes Data check: products and attributes Fe found in 53299 records; average grade: 22.258 % S found in 53276 records; average grade: 0.329 % P found in 42529 records; average grade: 0.014 %
--	---

۴-۴- تهیه مدل اقتصادی

در نرم‌افزار NPV Scheduler پس از وارد نمودن مدل زمین‌شناسی، در مرحله اقتصادی باید تنظیم‌های مربوط را انجام داد. در این مرحله داده‌های مربوط به قیمت، هزینه‌های معدن‌کاری باطله و

استخراج ماده معدنی، هزینه‌ها و بازیابی فرآوری، ترقیق و بازیابی استخراجی را به نرم‌افزار وارد و ارزش هر بلوک با توجه به عیار حد اقتصادی محاسبه می‌شود.

۴-۴-۱- قیمت

قیمت فروش کنسانتره یکی از مهم‌ترین عواملی است که در پروژه و اقتصادی بودن آن نقش ایفا می‌کند. قیمت فروش کنسانتره با توجه به نظر دفتر طرح سنگان ۹۰ دلار بر تن کنسانتره در نظر گرفته شده است. نکته با اهمیت در هر پروژه طولانی مدت این است که باید از قیمت همراه با تاثیر پارامتر زمان و تغییرات آینده آن استفاده کرد. چون دانستن این مسئله که یک بلوک در چه زمانی استخراج خواهد شد مستلزم دانستن برنامه‌ریزی تولید است و برنامه‌ریزی تولید مستلزم دانستن محدوده نهایی است، پس استفاده از قیمت مربوط یک زمان خاص برای یک بلوک خاص که در آن زمان استخراج خواهد شد، غیرممکن خواهد بود. نکته دیگر درباره پیش‌بینی خود قیمت در آینده است. پیش‌بینی قیمت‌ها در حال حاضر به قدری قابل اطمینان نیست که بتوان بر اساس آن طراحی یک معدن روباز بلندمدت را انجام داد. بنابراین بهترین راه حل در حال حاضر استفاده از قیمت‌های فعلی است.

۴-۴-۲- اعمال هزینه‌ها

۴-۴-۲-۱- هزینه‌های معدن‌کاری

هزینه‌های معدن‌کاری، هزینه‌هایی است که برای استخراج یک تن کانسنگ یا باطله صرف می‌شود. این هزینه‌ها شامل هزینه‌های عملیاتی (جاری) و سرمایه‌ای هستند. هزینه‌های عملیاتی شامل هزینه‌هایی است که مستقیماً در استخراج یک تن ماده معدنی و باطله صرف می‌شوند. این هزینه شامل هزینه چالزنی و آتشباری، بارگیری و باربری می‌باشند. هزینه‌های دیگری اضافه بر هزینه‌های عملیاتی نیز تعریف می‌شوند که شامل هزینه‌های سرمایه‌ای هستند. با توجه به عدم شروع به کار استخراج در

آنومالی‌های سنگان و نبود ارزیابی اختصاصی برای این معدن بر اساس نظر دفتر طرح سنگان از اطلاعات اقتصادی معادن مشابه در ایران برای طراحی‌ها استفاده می‌گردد. بر اساس اطلاعات شرکت ملی فولاد (شرکت ملی فولاد، ۱۳۸۵) و طبق نظر دفتر طرح سنگان هزینه‌های به روز شده بخش معدن به قرار جدول ۴-۳ می‌باشد

جدول ۴-۳- هزینه‌های به روز شده بخش معدن

معدن کاری ماده معدنی (\$/ton)	معدن کاری باطله (\$/ton)	
۴/۳۲۸۴	۳/۴۳۰۸	هزینه عملیاتی
۰/۳۳۴۸	۰/۳۳۴۸	هزینه سرمایه‌ای
۴/۶۶۳۲	۳/۷۶۶۸	جمع کل

۴-۴-۲-۲- هزینه‌های فرآوری

هزینه‌های فرآوری در نرم‌افزار NPV Scheduler را می‌توان برای روش‌ها و کانه‌های مختلف تعریف نمود. با توجه به نوع سنگ تعریف شده برای آنومالی‌های Cn و Cs یعنی کد صفر برای باطله و کد یک برای ماده معدنی، یک نوع فرآوری برای معدن تعریف شده است. بنا به دلایلی که در بخش هزینه‌های معدن کاری بیان شد، یعنی عدم شروع به کار استخراج از آنومالی‌ها و آماده نبودن خط فرآوری در منطقه سنگان ارزیابی هزینه‌های این بخش صورت نگرفته است. بنا به توصیه و نظر مسئولان دفتر طرح در این بخش نیز از اطلاعات معادن مشابه و داده‌های گزارش‌های شرکت ملی فولاد که به روز شده‌اند، استفاده شده و به نرم‌افزار وارد شده 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 خروجی کارخانه سنجش و ارزیابی شود (امور مهندسی طرح سنگان، ۱۳۸۳). با توجه به مطالب گفته شده، هزینه فرآوری هر تن ماده معدنی ۱۵/۵۳ دلار بر تن می‌باشد.

۴-۲-۳-۴- ضریب تصحیح هزینه‌های معدن‌کاری

معمولاً هزینه استخراج یک تن ماده معدنی نسبت به یک تن باطله‌برداری بیش‌تر است. برای تصحیح این هزینه‌ها نسبتی تعریف می‌شود. این نسبت برای شرایط آنومالی‌های مورد مطالعه با تقسیم هزینه استخراج ماده معدنی بر هزینه باطله‌برداری (مندرج در جدول ۳-۴) $1/238$ به دست می‌آید. این نسبت در قسمت Mining CAF در قسمت تنظیمات اقتصادی فرآوری در نرم‌افزار NPV Scheduler وارد می‌گردد.

۴-۴-۳- ارزش بلوک‌ها

برای طراحی باید مدل بلوکی زمین‌شناسی به مدل اقتصادی تبدیل شود. در مدل اقتصادی ارزش هر بلوک محاسبه می‌شود و بنا به ارزش مثبت، منفی یا صفر آن می‌توان درباره آن قضاوت نمود. محاسبه ارزش بلوک از رابطه ۴-۱ قابل حصول است.

$$BEV = (I - C) \times W_B \quad (1-4)$$

$$I = (R_W \times R_E \times g_o / g_c \times P) \quad g_o \geq g_{Cutoff} \quad (2-4)$$

$$C = C_E + C_P \quad (3-4)$$

$$EVB = [(R_W \times R_E \times g_o / g_c \times P) - (C_E + C_P)] \times W_B \quad g_o \geq g_{Cutoff} \quad (4-4)$$

$$BEV = -(C_W) \times W_B \quad g_o \leq g_{Cutoff} \quad (5-4)$$

BEV : ارزش بلوک

I : درآمد حاصل از بلوک

C : جمع هزینه‌های مربوط به فرآوری و استخراج بلوک

P : قیمت هر تن محصول

W_B : تناژ بلوک

g_o : عیار بلوک کانسنگ

g_{Cutoff} : عیار حد (اقتصادی یا فنی)

g_C : عیار کنسانتره

R_W : ضریب بازیابی فرآوری

R_E : ضریب بازیابی عملیات استخراج

C_E : هزینه‌های استخراج ماده معدنی

C_W : هزینه یک تن باطله برداری

C_P : هزینه‌های فرآوری ماده معدنی

۴-۴-۳-۱- عیار حد

عیاری که به ازای آن ارزش بلوک صفر می‌شود عیار حد نام دارد. با قرار دادن رابطه ۴-۱ مساوی با صفر، و حل معادله نسبت به عیار، مقدار عیار حد به دست می‌آید.

$$BEV=0 \Rightarrow [(R_W \times R_E \times g_o / g_c \times P) - (C_E + C_P)] \times W_B = 0 \quad (۴-۶)$$

$$g_{Cutoff} = g_C \times (C_E + C_P) / [R_W \times R_E \times P] \quad (۴-۷)$$

در نرم‌افزار NPV Scheduler با تنظیم مربوط در تنظیمات اقتصادی، نرم‌افزار به صورت اتوماتیک مقدار عیار حد اقتصادی را محاسبه می‌کند. برای محاسبه ارزش بلوک‌ها، بلوک‌هایی که بالاتر از عیار حد باشند، ماده معدنی در نظر گرفته می‌شود و از رابطه ۴-۴ برای محاسبه ارزش آنها استفاده می‌شود و در غیر این صورت از رابطه ۴-۵ استفاده می‌شود. طبق رابطه ۴-۷ عیار حد اقتصادی با هزینه‌ها نسبت مستقیم و با قیمت نسبت عکس دارد. با در نظر گرفتن بازیابی استخراجی ۹۵ درصد و بازیابی فرآوری ۷۰ درصد به طور متوسط عیار حد برای شرایط آنومالی‌ها ۲۲/۹۴ درصد به دست آمد. البته در نرم‌افزار NPV Scheduler این قابلیت وجود دارد که به ازای عیارهای مختلف بازیابی‌های مختلف تعریف نمود.

۴-۴-۴ - مدل اقتصادی در نرم‌افزار NPV Scheduler

پس از این که اطلاعات مورد نیاز برای محاسبه ارزش بلوک‌ها در نرم‌افزار NPV Scheduler تعریف شد، این نرم‌افزار به محاسبه مدل اقتصادی خواهد پرداخت. در پایان محاسبات نرم‌افزار گزارشی را به کاربر ارائه می‌دهد. در جدول ۴-۴ گزارش NPV Scheduler برای آنومالی Cn و در جدول ۴-۵ گزارش این نرم‌افزار برای مدل اقتصادی آنومالی Cs نشان داده شده است.

نمای مدل بلوکی آنومالی Cn در تراز ۱۲۰۰ در شکل ۲-۴ نشان داده شده است، همچنین نمای افقی مدل اقتصادی آنومالی Cs در شکل ۳-۴ نمایش داده شده است.

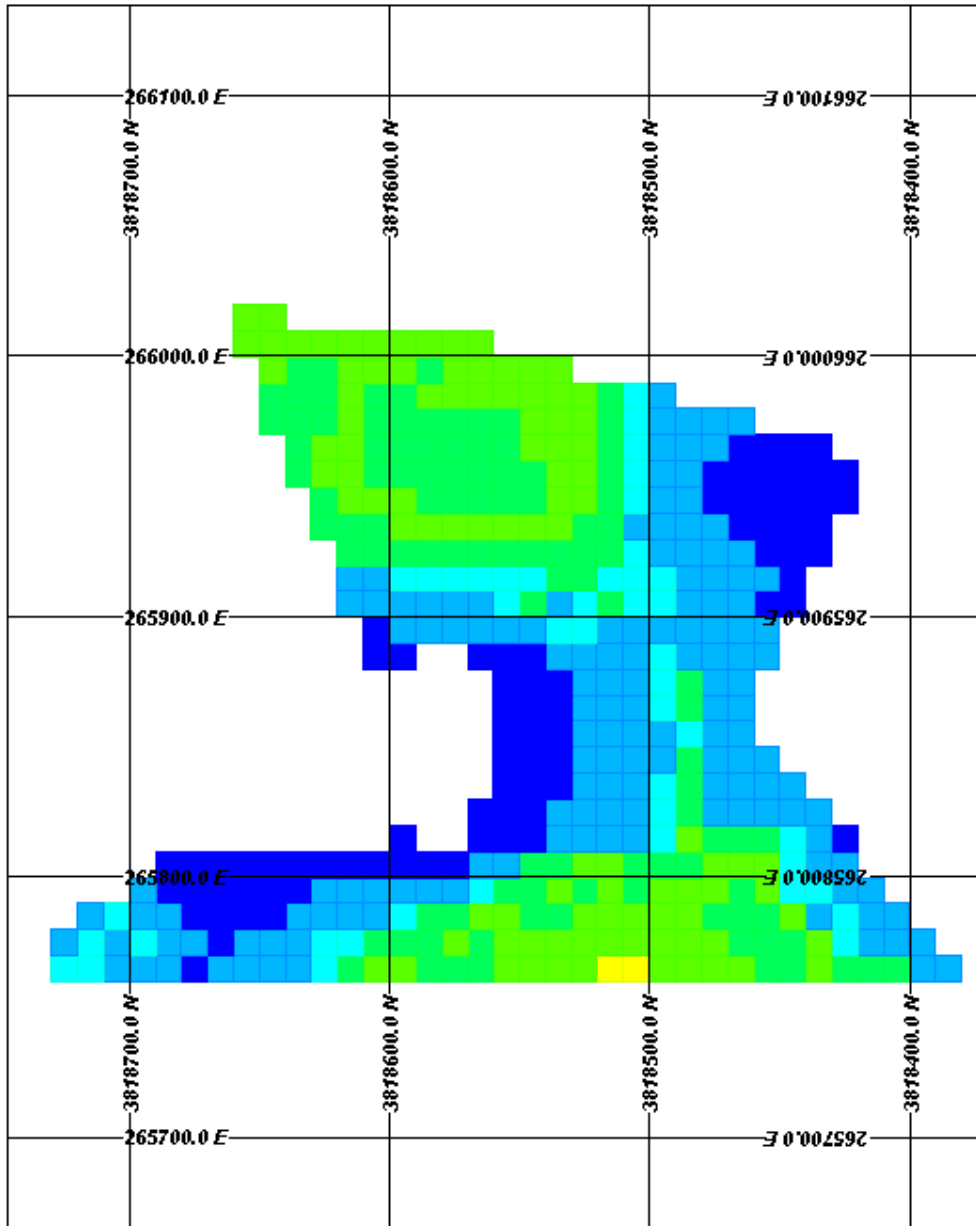
جدول ۴-۴- گزارش مدل اقتصادی آنومالی Cn در نرم‌افزار NPV Scheduler

Project: sangan Cn	Mining cost range
Case Study: Economic Model 1	Minimum mining cost 12,146 \$
	Maximum mining cost 17,697 \$
ECONOMIC MODEL	Products contained in ore
REPORT	Fe insitu 26,343,476 tonnes
General statistics	Product grades (ore blocks only)
Number of ore blocks 20,149	Fe minimum grade 20.53%
Number of waste blocks 618,007	Fe maximum grade 62.14%
Total ore tonnage 70,369,909 tonnes	Attributes contained in ore
Total waste tonnage 837,885,869 tonnes	S 960,086 tonnes
Total ore value 1,462,662,152 \$	P 21,284 tonnes
Profit range	Attribute grades (ore blocks only)
Minimum block value value -17,219 \$	S minimum grade 0.04%
Maximum block value value 188,515\$	S maximum grade 36.69%
Revenue range	P minimum grade 0.00%
Minimum revenue 44,998 \$	P maximum grade 0.58%
Maximum revenue 264,265 \$	
Processing cost range	
Minimum processing cost 50,402 \$	
Maximum processing cost 58,789 \$	

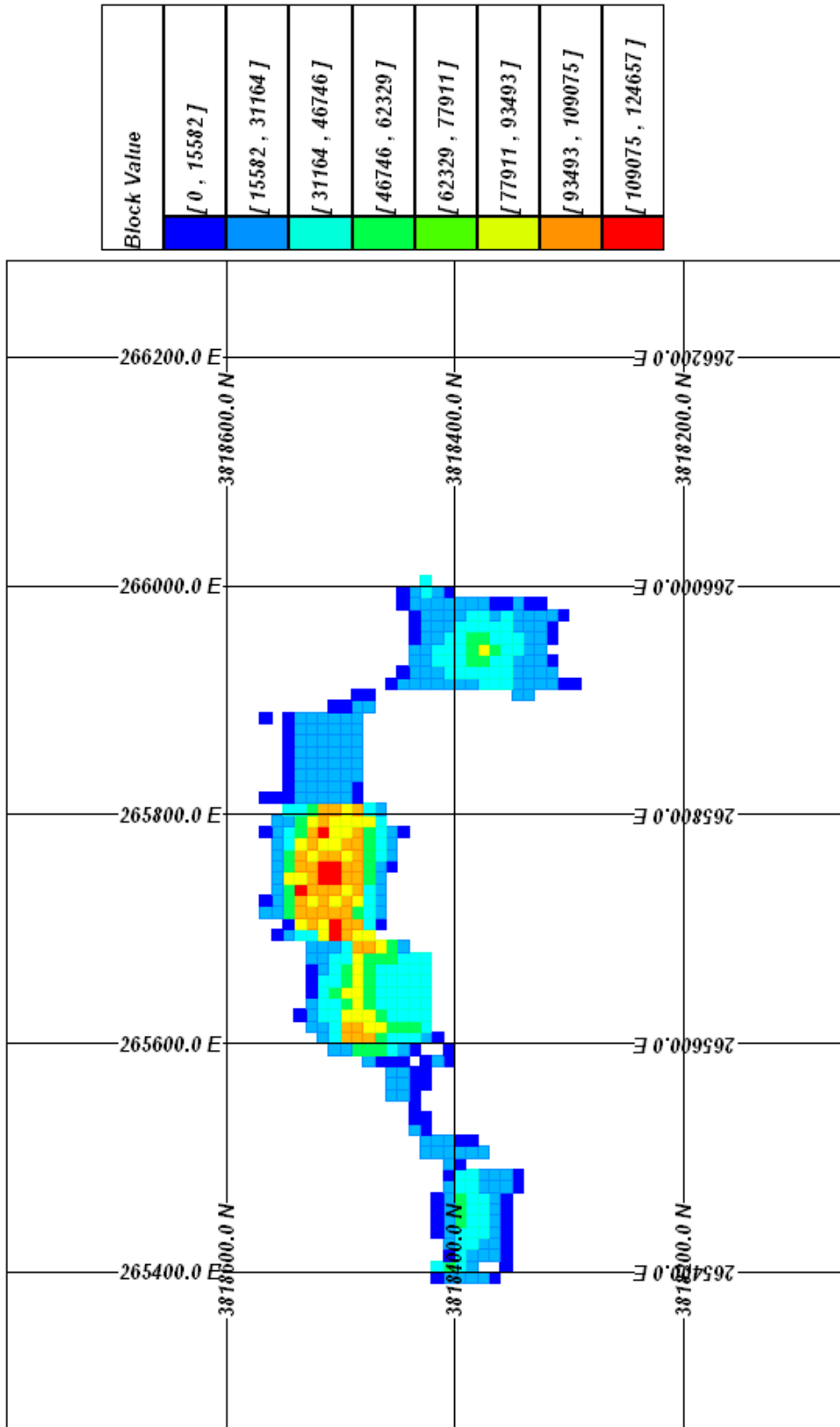
جدول ۴-۵- گزارش مدل اقتصادی آنومالی Cs در نرم افزار NPV Scheduler

Project: sangan Cs	Mining cost range
Case Study: Economic Model 1	Minimum mining cost 10,170 \$
ECONOMIC MODEL REPORT	Maximum mining cost 17,702 \$
General statistics	Products contained in ore
Number of ore blocks 28,126	Fe insitu 26,689,360 tonnes
Number of waste blocks 1,221,574	Product grades (ore blocks only)
Total ore tonnage 94,333,271	Fe minimum grade 20.54%
tonnes	Fe maximum grade 49.68%
Total waste tonnage 1,804,865,144	Attributes contained in ore
tonnes	S 422,917 tonnes
Total ore value 634,252,920 \$	P 12,554 tonnes
Profit range	Attribute grades (ore blocks only)
Minimum block value value -17,184 \$	S minimum grade 0.00%
Maximum block value value 124,808 \$	S maximum grade 2.93%
Revenue range	P minimum grade 0.00%
Minimum revenue 43,900 \$	P maximum grade 0.15%
Maximum revenue 201,175 \$	
Processing cost range	
Minimum processing cost 50,020 \$	
Maximum processing cost 58,807 \$	

Block Value	
[0, 23540]	
[23540, 47079]	
[47079, 70619]	
[70619, 94159]	
[94159, 117698]	
[117698, 141238]	
[141238, 164778]	
[164778, 188317]	



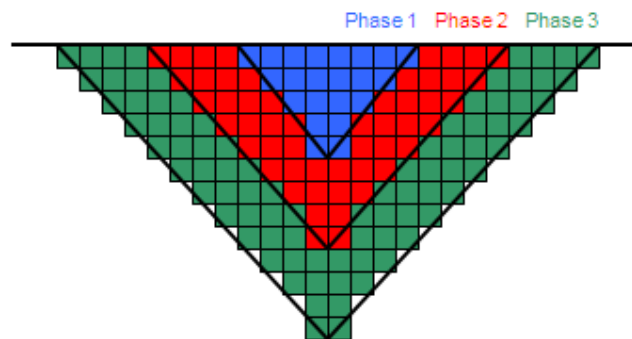
شکل ۴-۲- نمای افقی مدل اقتصادی آنومالی Cn در تراز ۱۲۰۰



شکل ۴-۳- نمای افقی مدل اقتصادی آنومالی Cs در تراز ۱۲۰۰

۴-۵- تعیین محدوده نهایی

در این پایان نامه از روش لرچ و گروسمن برای تعیین محدوده بهینه نهایی استفاده شده است. نرم افزار NPV Scheduler از روش لرچ و گروسمن مبتنی بر تئوری گراف استفاده می کند. نرم افزار با تغییر دادن منظم درصدی پارامترهای اقتصادی تعدادی پیت تو در تو را ایجاد می کند که از آنها به عنوان پیت های لانه ای^۱ یاد می شود. نمونه این پیت های لانه ای در شکل ۴-۴ نشان داده شده است.



شکل ۴-۴- پیت های لانه ای (Datamine, 2009)

۴-۵-۱- پارامترهای هندسی

۴-۵-۱-۱- ارتفاع پله

ارتفاع پله یکی از پارامترهای مهم طراحی است. بر اساس مطالعات صورت گرفته هم از نظر ماشین آلات و هم از نظر ژئومکانیکی با توجه به نظر دفتر مهندسی طرح سنگان ارتفاع ۱۰ متر برای پله ها تشخیص داده شده است. بر این اساس در مرحله مدل سازی نیز ارتفاع ۱۰ متر برای بلوک ها استفاده شده است.

۴-۵-۱-۲- شیب پله

شیب مناسب پله با مطالعات ژئومکانیکی و با توجه به جنس سنگ انجام می‌پذیرد. در اکثر معادن روباز شیب بین ۵۵ تا ۸۰ درجه متغیر است. در منطقه مورد مطالعه شیب پایداری پله‌ها حدوداً ۷۰ درجه در نظر گرفته می‌شود.

۴-۵-۱-۳- شیب دیواره معدن

با توجه به بررسی‌های صورت گرفته و نظر دفتر مهندسی طرح سنگان در منطقه آنومالی‌ها شیب دیواره معدن در جهات مختلف به طور متوسط ۵۵ درجه به دست آمده است.

۴-۵-۲- برنامه کاری معدن

برنامه کاری معدن با توجه به تعطیلات رسمی در سال و ۵ روز تعطیلی در اثر عوامل پیش‌بینی نشده ۳۱۵ روز کاری در نظر گرفته می‌شود. هر روز شامل ۳ شیفت با ۸ ساعت کار می‌باشد.

۴-۵-۳- پیت نهایی

پس از تنظیمات مورد نیاز و وارد نمودن داده‌های لازم، نرم‌افزار NPV Scheduler به محاسبه پیدا کردن پیت بهینه می‌پردازد. در جدول ۴-۶ گزارش تعیین محدوده نهایی آنومالی Cn و در جدول ۴-۷ گزارش تعیین محدوده نهایی Cs مشاهده می‌شود.

جدول ۴-۶- گزارش تعیین محدوده نهایی آنومالی Cn

Project: sangan Cn	Profit: 689,797,066 \$
Case Study: Economic Model 1-Ultimate Pit 1 PIT OPTIMIZATION REPORT	Revenue: 1,996,252,045 \$
Optimization summary	Processing costs: 726,520,054 \$
Number of blocks in the ultimate pit: 40,487	Mining costs: 579,934,925 \$
Number of blocks in the optimal pit: 40,487	NPV estimate: 100,521,021 \$
NPV estimates range: 100,521,021 - 263,478,516 \$	Strip ratio: 2.04
Ultimate Pit statistics	Estimated lifetime: 14,772 days (40.47 years)
Block count: 40,487	Products insitu
Total ore tonnage: 46,897,756 tonnes	Fe 18,084,255 tonnes 38.561 %
Total waste tonnage: 95,791,394 tonnes	Attributes
	S 653,390 tonnes 1.393 %
	P 14,176 tonnes 0.030 %

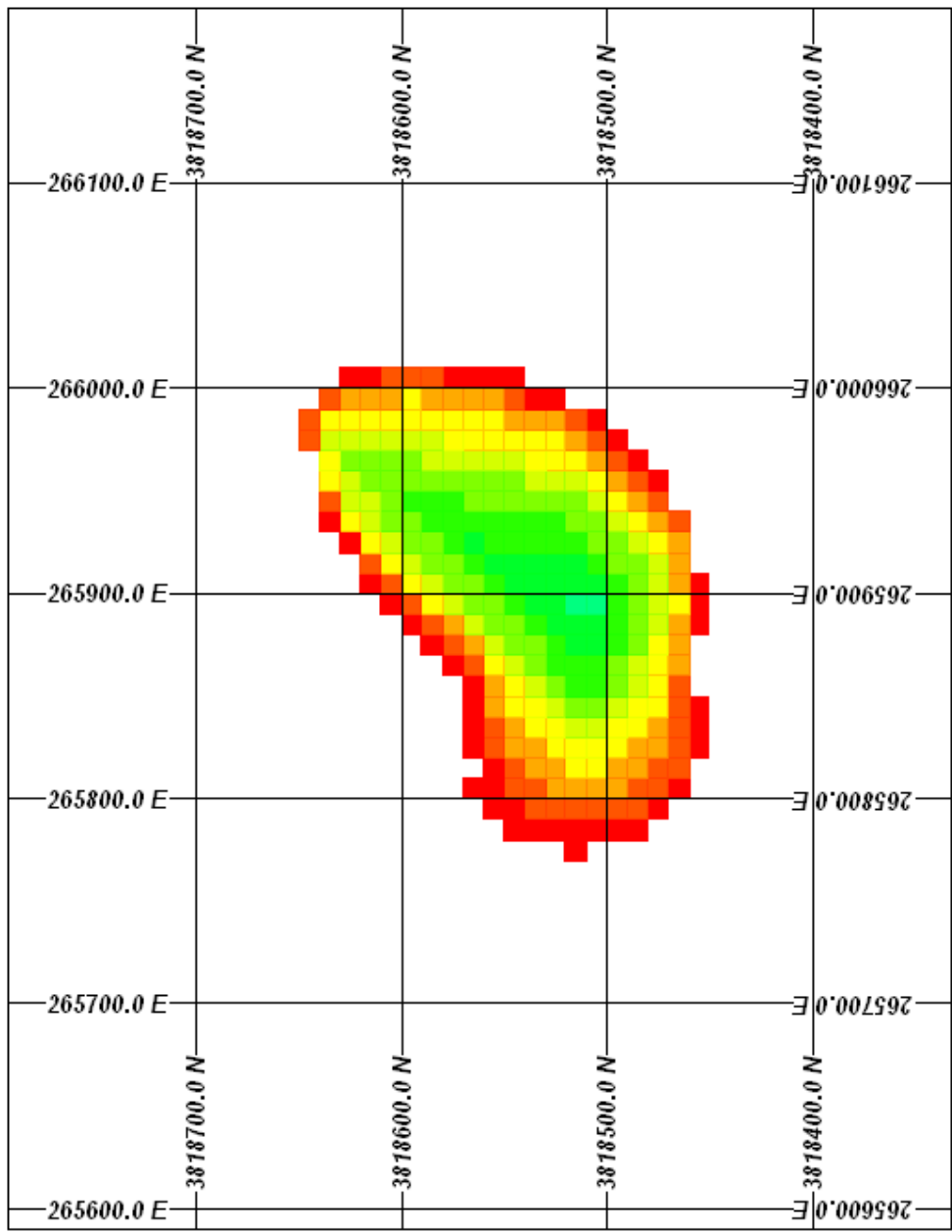
جدول ۴-۷- گزارش تعیین محدوده نهایی آنومالی Cs

Project: sangan Cs	Profit: 66,184,068 \$
Case Study: Economic Model 1-Ultimate Pit 1 PIT OPTIMIZATION REPORT	Revenue: 875,788,106 \$
Optimization summary	Processing costs: 447,960,903 \$
Number of blocks in the ultimate pit: 28,579	Mining costs: 361,643,135 \$
Number of blocks in the optimal pit: 28,579	NPV estimate: -64,719,841 \$
NPV estimates range: -64,719,841 - 9,487,424 \$	Strip ratio: 2.01
Ultimate Pit statistics	Estimated lifetime: 9,108 days (24.96 years)
Block count: 28,579	Products insitu
Total ore tonnage: 28,916,423 tonnes	Fe 8,757,732 tonnes 30.286 %
Total waste tonnage: 58,147,399 tonnes	Attributes
	S 188,359 tonnes 0.651 %
	P 4,070 tonnes 0.014 %

در شکل ۴-۵ نمای افقی محدوده نهایی به دست آمده برای آنومالی Cn در تراز ۱۲۰۰ و در شکل ۴-۶ نمای افقی محدوده نهایی آنومالی Cs نشان داده شده است.

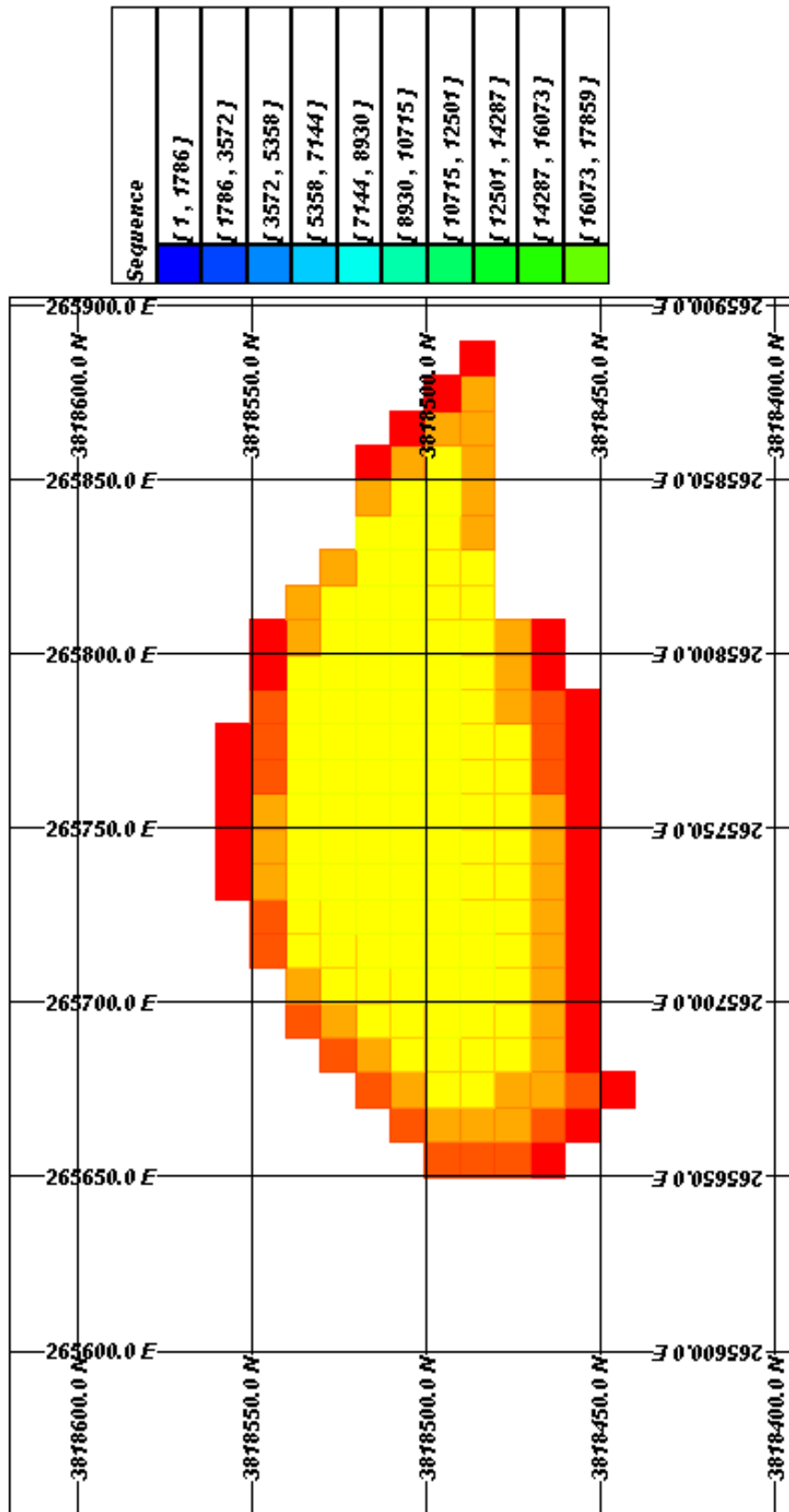
۴-۵-۳-۱- نتایج پیت نهایی

نرم افزار NPV Scheduler نتایج محاسبه پیت نهایی را به صورت خروجی های مختلف نشان می دهد. فاز در نرم افزار NPV Scheduler به اولویت استخراج پیت های لانه ای گفته می شود. از فازها برای تعیین اولویت های استخراج بهینه بر اساس بیشترین ارزش خالص فعلی استفاده می شود. نتایج به صورت هندسی و عددی در نرم افزار NPV Scheduler قابل دسترس است.



Sequence
[1 , 2531]
[2531 , 5061]
[5061 , 7592]
[7592 , 10122]
[10122 , 12653]
[12653 , 15183]
[15183 , 17714]
[17714 , 20244]
[20244 , 22774]
[22774 , 25305]
[25305 , 27835]
[27835 , 30366]
[30366 , 32896]
[32896 , 35427]
[35427 , 37957]
[37957 , 40488]

شکل ۴-۵- نمای افقی محدوده نهایی آنومالی Cn در تراز ۱۲۰۰



شکل ۴-۶- نمای افقی محدوده نهایی آنومالی Cs در تراز ۱۲۰۰

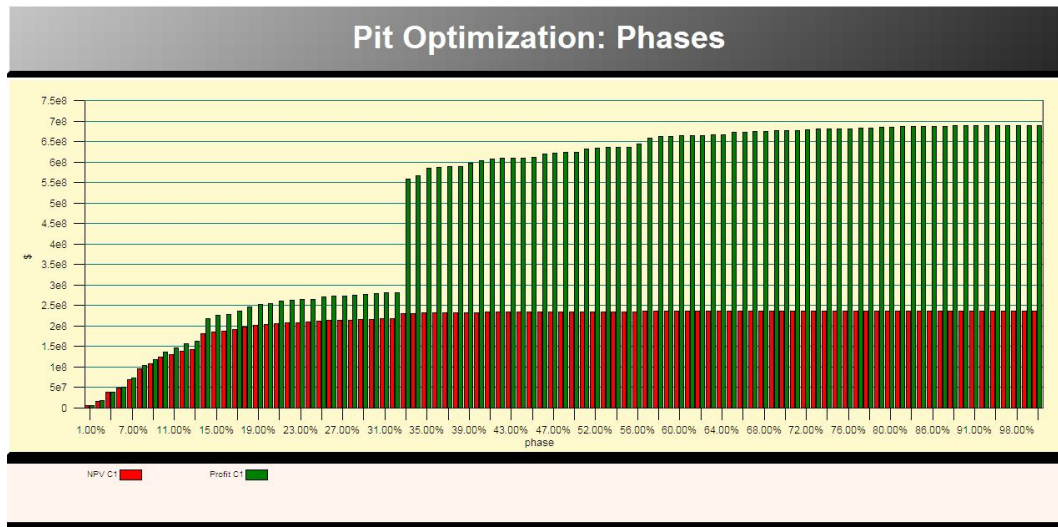
۴-۵-۳-۲- تحلیل نتایج پیت نهایی

نرم افزار NPV Scheduler نتایج پارامترهای مختلف را برای هر پیت و فازهای مربوط به آن به دست می‌دهد. مهم‌ترین پارامتری که می‌توان فاز بهینه را بر اساس آن انتخاب نمود، NPV است. دیگر پارامتر مهم نسبت باطله برداری (W/O) است.

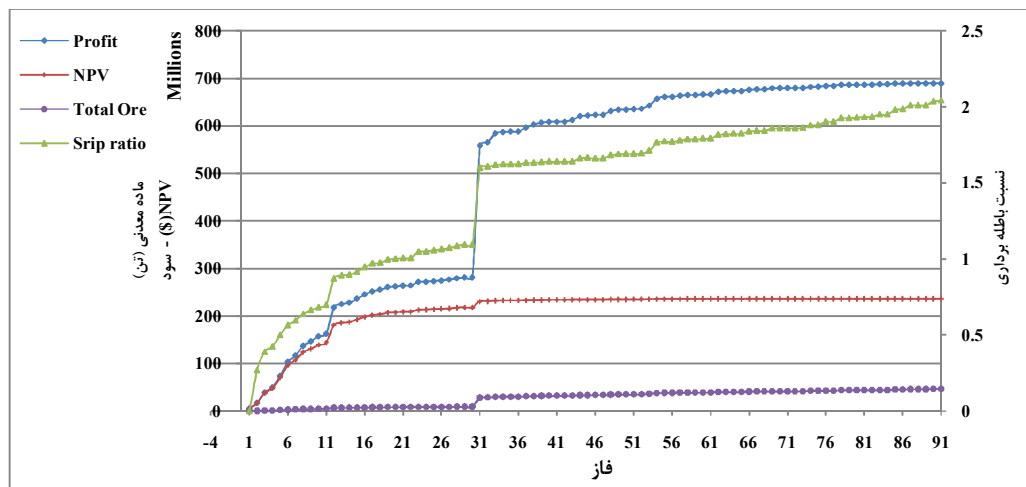
۴-۵-۳-۳- تحلیل نتایج پیت نهایی آنومالی Cn

در شکل ۴-۷ نمودار NPV و سود تجمعی برای پیت‌های لانه‌ای آنومالی Cn نشان داده شده است. در نمودار، NPV به صورت صعودی تا فاز ۳۱ ادامه پیدا می‌کند. از فاز ۳۱ به بعد NPV به یک روند ثابت می‌رسد و سود در فاز ۶۲ به یک روند ثابت می‌رسد. در شکل ۴-۸ روند تغییرات سود، NPV، نسبت باطله برداری و مقدار ماده معدنی فازهای مختلف نشان داده شده‌اند. در نمودار شکل ۴-۹ در فاز ۳۱ یک جهش ناگهانی در همه پارامترها مشاهده می‌گردد. این جهش در NPV، سود و مقدار ماده معدنی یک اثر مثبت ولی در نسبت باطله برداری این جهش ناگهانی یک پدیده منفی است. روند NPV از فاز ۳۱ تا فاز ۶۷ نیز دارای یک روند صعودی است. این روند پس از فاز ۶۷ به یک روند کم‌تغییر می‌رسد. در محدوده فازهای ۶۷ تا ۹۱ نمودار تجمعی NPV دوباره در شکل ۴-۱۰ رسم شده است. این نمودار تغییرات NPV را در محدوده فازهای ۶۷ تا ۹۱ به صورت واضح‌تر نشان می‌دهد. در این نمودار تغییرات NPV به صورت صعودی تا فاز ۸۴ وجود دارد که از فاز ۸۴ تا ۹۱ به علت ملایم شدن شیب تغییرات نیاز به بررسی دقیق‌تر دارد. در شکل ۴-۱۱ نمودار NPV تجمعی برای فازهای ۸۴ تا ۹۱ نشان داده شده است. در این نمودار تغییرات NPV از فازهای ۸۴ تا ۸۹ صعودی می‌باشد و از ۸۹ تا ۹۱ نزول می‌کند. برای انتخاب پیت بهینه در این مرحله باید از نسبت باطله برداری و تغییرات آن در این محدوده بهره جست. در شکل ۴-۱۲ نمودار تغییرات نسبت باطله برداری از فاز ۸۴ تا فاز ۹۱ نشان داده شده است. با توجه به نزول NPV و افزایش نسبت باطله برداری از فاز ۸۹ به بعد دو فاز ۹۰ و ۹۱ را نباید به عنوان پیت بهینه در نظر گرفت. چون اختلاف مقدار NPV میان فازهای ۸۴ تا ۸۹ به

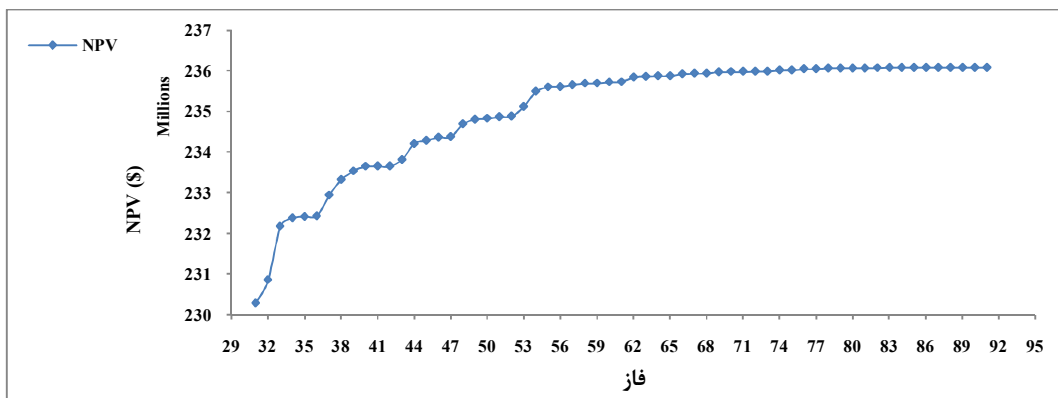
اندازه‌ای نیست که بتوان از افزایش قابل توجه نسبت باطله‌برداری در این بازه صرف نظر کرد، پیت مربوط به فاز ۸۴ به عنوان پیت بهینه این آنومالی انتخاب می‌گردد.



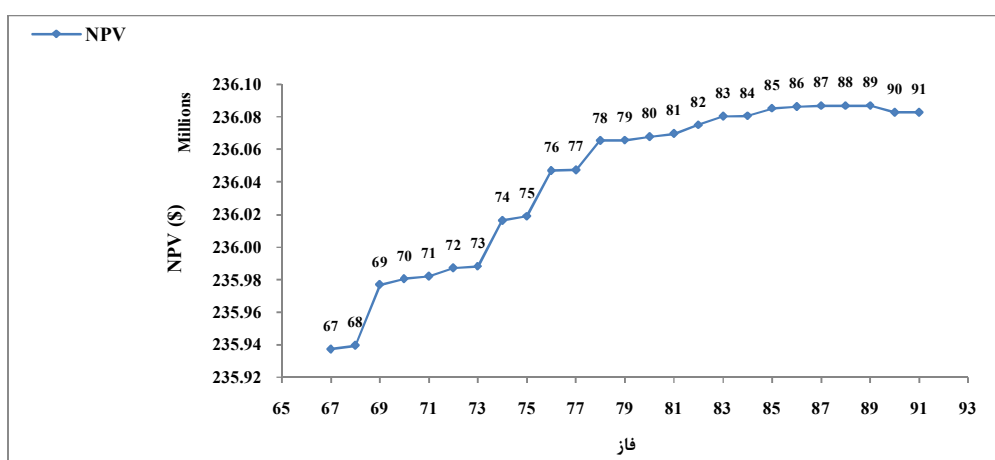
شکل ۴-۷- نمودار NPV و سود تجمعی برای پیت‌های لانه‌ای (Cn)



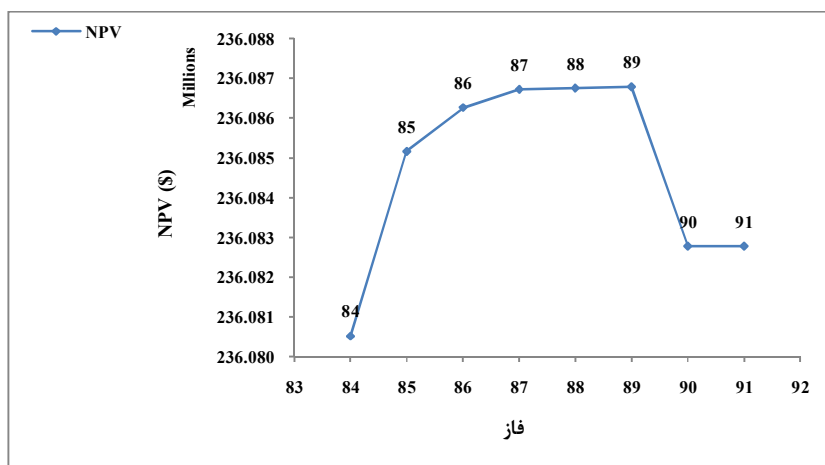
شکل ۴-۸- نمودار تجمعی NPV، سود، مقدار ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای فازهای ۱ تا ۹۱ (Cn)



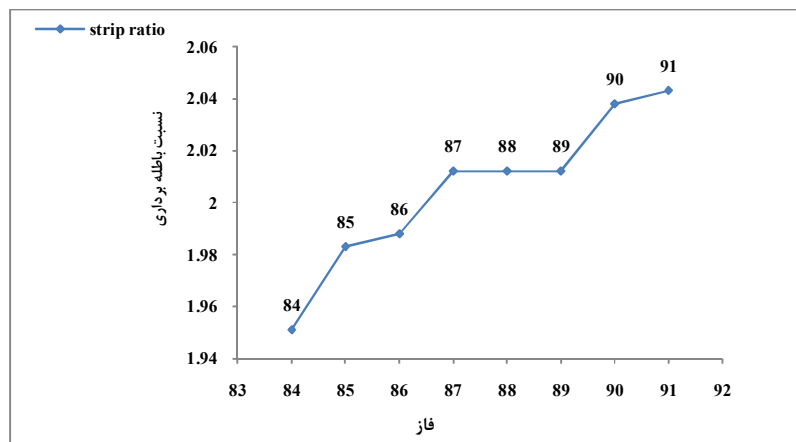
شکل ۹-۴- نمودار تجمعی NPV برای فازهای ۳۱ تا ۹۱ (Cn)



شکل ۱۰-۴- نمودار تجمعی NPV برای فازهای ۶۷ تا ۹۱ (Cn)



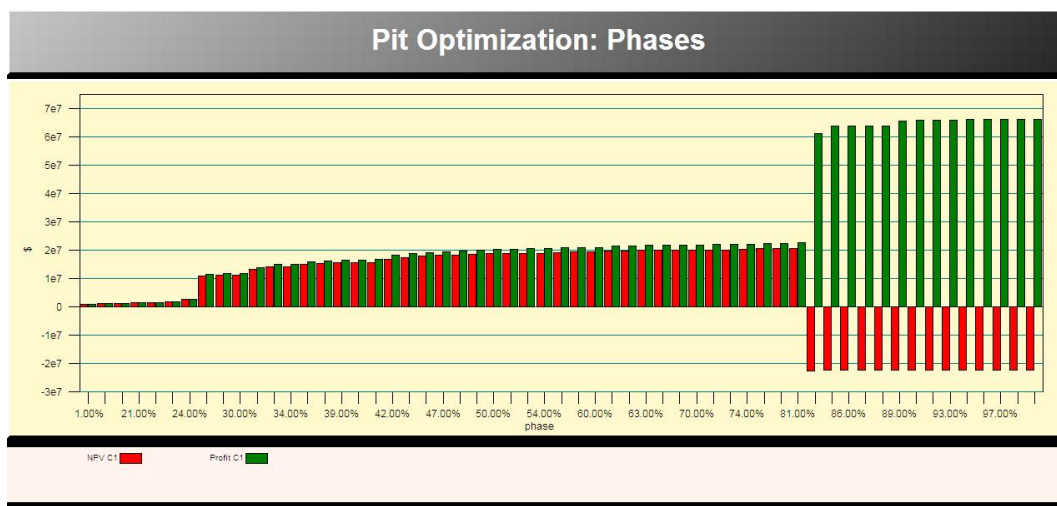
شکل ۱۱-۴- نمودار تجمعی NPV برای فازهای ۸۴ تا ۹۱ (Cn)



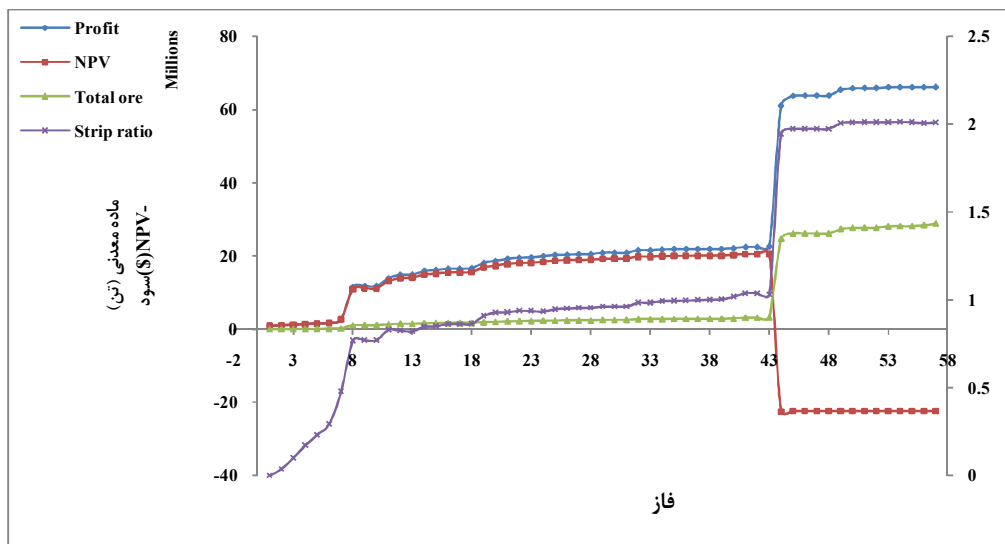
شکل ۴-۱۲- نمودار نسبت باطله برداری فازهای ۸۴ تا ۹۱ (Cn)

۴-۳-۵-۴- تحلیل نتایج پیت نهایی آنومالی Cs

در شکل ۴-۱۳ نمودار NPV و سود تجمعی برای فازهای آنومالی Cs مشاهده می شود. در این نمودار سیر صعودی NPV تا فاز ۴۳ وجود دارد. از فاز ۴۳ به بعد مقدار منفی به خود می گیرد. در شکل ۴-۱۴ نمودار تجمعی سود، NPV، مقدار ماده معدنی و نسبت باطله برداری نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۳- نمودار تجمعی سود و NPV فازهای Cs



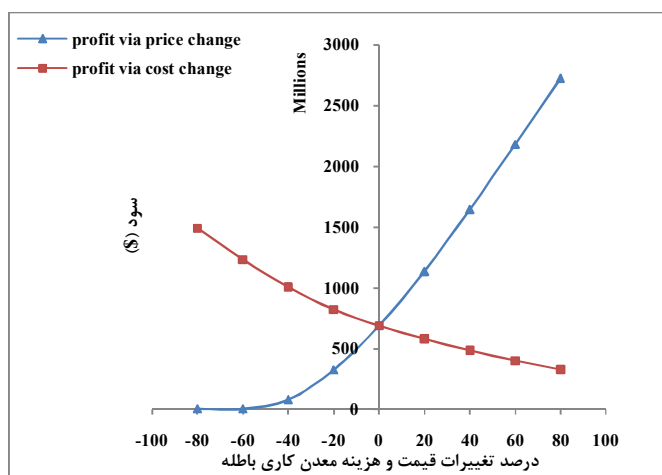
شکل ۴-۱۴- نمودار تجمعی سود، NPV، مقدار ماده معدنی و نسبت باطله برداری در فازهای مختلف (Cs)

آن گونه که در نمودارها مشاهده می شود در فازهای محاسبه شده برای آنومالی Cs سود دارای یک روند صعودی با مقادیر مثبت است اما به علت تاثیر زمان در محاسبه NPV روند تغییر مقادیر NPV به منفی تغییر مقدار می دهد. به علت وجود مقادیر منفی از فاز ۴۳ به بعد این فازها با شرایط امروز قابلیت اقتصادی برای استخراج را نداشته و پیت مربوط به فاز ۴۳ به عنوان پیت بهینه انتخاب می گردد.

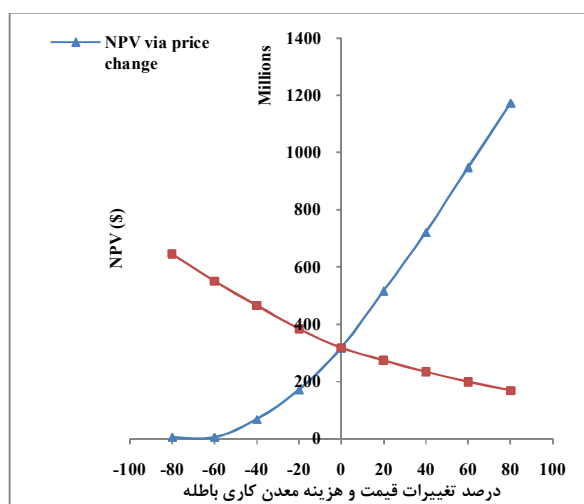
۴-۵-۴- تحلیل حساسیت محدوده نهایی

چون پارامترهای قیمت و هزینه با توجه به وابستگی به زمان دارای عدم قطعیت می باشند و پارامترهای اقتصادی مهم ترین عامل در تعیین محدوده نهایی هستند، برای محدوده نهایی آنومالی های Cs و Cn لازم است نسبت به تغییرات هزینه و قیمت تحلیل حساسیت صورت گیرد. این تحلیل حساسیت به ازای تغییرات در بازه های ۲۰٪ در هزینه پایه معدن کاری و قیمت فروش کنسانتره انجام گرفته است. با توجه به روابط (۴-۴) و (۵-۴) در تعیین ارزش بلوکها، چون هزینه های فرآوری و استخراج به صورت خطی و در قالب یک عبارت یعنی جمع هر دو هزینه در ارزش بلوکهای ماده

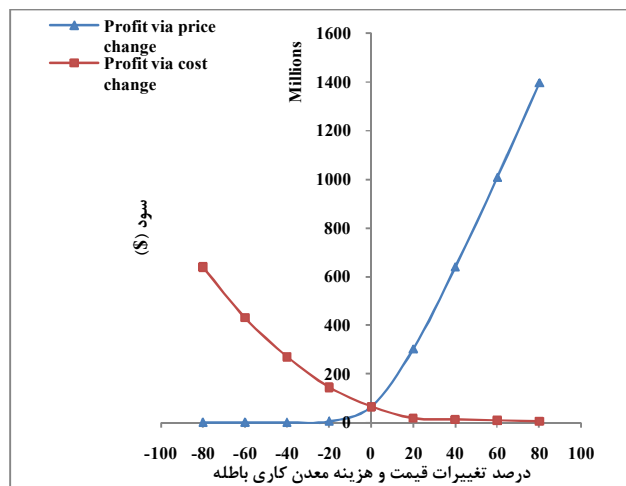
معدنی و نیز تنها هزینه معدن کاری باطله در تعیین ارزش بلوک‌های باطله تاثیر دارند، لذا به بررسی نقش تغییرات هزینه پایه معدن کاری در پروژه پرداخته شد. روش پیدا کردن پیت نهایی، روش لرج و گروسمن است که با نرم‌افزار NPV Scheduler انجام پذیرفته است. در شکل ۴-۱۵ و ۴-۱۶ به ترتیب نمودار تغییرات سود و NPV محدوده نهایی آنومالی‌های Cn به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن کاری باطله در بازه -۸۰% تا ۸۰% نشان داده شده است. در شکل‌های ۴-۱۷ و ۴-۱۸ نیز تغییرات سود و NPV به ازای پارامترهای قیمت و هزینه معدن کاری باطله در محدوده نهایی Cs مشاهده می‌شود.



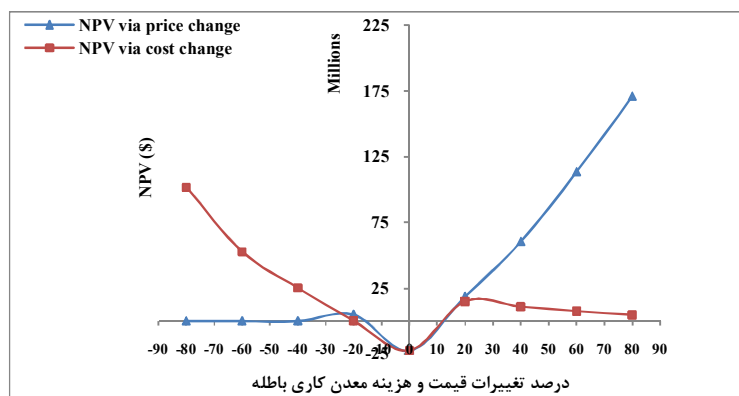
شکل ۴-۱۵- نمودار تغییرات سود به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cn



شکل ۴-۱۶- نمودار تغییرات NPV به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cn



شکل ۴-۱۷- نمودار تغییرات سود به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cs



شکل ۴-۱۸- نمودار تغییرات NPV به ازای تغییرات قیمت و هزینه معدن کاری باطله در محدوده نهایی آنومالی Cs

در تحلیل حساسیت آنومالی Cn مشاهده می‌شود که پروژه به تغییرات قیمت بیش از هزینه پایه معدن کاری حساس است به طوری که با کاهش ۴۰٪ قیمت، پروژه اقتصادی بودن خود را از دست می‌دهد و عملاً سودی را عاید نخواهد نمود. در آنومالی Cs به این خاطر که در شرایط قیمت و هزینه فعلی NPV از یک فاز معین به بعد، برخلاف مثبت بودن سود، منفی است، بحث مفصل‌تر است. در نمودار تحلیل حساسیت سود، تغییرات قیمت تاثیر زیادی بیش از تغییرات هزینه پایه معدن کاری روی سود خواهد داشت. آن‌گونه که از نمودار پیداست با کاهش ۲۰٪ قیمت پروژه از نظر سود تنزیل نشده غیراقتصادی خواهد بود. در نمودار تغییرات NPV با افزایش قیمت به شدت به مقدار NPV افزوده می‌گردد و این روند افزایشی ادامه پیدا می‌کند و با توجه به نمودار می‌توان پیش‌بینی کرد در ۱۰٪

افزایش قیمت NPV در حدود صفر قرار می‌گیرد. نکته دیگر درباره نمودار شکل ۴-۱۸ روند افزایشی NPV، با کاهش قیمت تا ۲٪ است. با کاهش بیش از ۲۰٪ قیمت، NPV دوباره سیر نزولی به خود می‌گیرد تا به نزدیک محور افقی می‌رسد. یکی از علل رفتار غیرعادی نمودار یعنی منفی بودن NPV با وجود مثبت بودن سود، افزایش NPV با کاهش قیمت تا ۲۰٪ و همچنین افزایش هزینه تا ۲۰٪ را در فیزیک کانسار و نحوه توزیع بلوک‌های با ارزش مثبت و منفی دانست به گونه‌ای که با وارد شدن فاکتور ارزش زمانی و نرخ تنزیل سالیانه NPV منفی به دست می‌آید. پس محدوده نهایی آنومالی Cs بسیار بیش‌تر از Cn اول به قیمت و در مرحله بعد به هزینه‌های استخراج حساس است.

فصل پنجم

برنامه‌ریزی تولید آنومالی‌های C شمالی و جنوبی

سنگان

۵-۱- مقدمه

برنامه‌ریزی تولید یکی دیگر از مهم‌ترین طراحی‌ها برای استخراج یک کانسار به روش روباز است. در فصل پنجم به برنامه‌ریزی تولید برای آنومالی‌های مورد مطالعه (Cn و Cs) پرداخته خواهد شد. در این بخش از نرم‌افزار NPV Scheduler برای برنامه‌ریزی تولید استفاده شده است.

۵-۲- برنامه‌ریزی تولید با استفاده از نرم‌افزار NPV Scheduler

نرم‌افزار NPV Scheduler پس از تعیین محدوده نهایی قابلیت برنامه‌ریزی تولید را نیز دارد. در مرحله بعد از تعیین محدوده نهایی، نرم‌افزار مرحله‌ای را به منظور تعیین پوشش‌بک‌ها و تعداد آنها دارد. پوشش‌بک‌ها با هدف تقسیم محدوده نهایی به پیت‌های کوچک‌تر که جنبه اجرایی مناسب‌تری داشته باشند ایجاد می‌گردند. هرچه تعداد پوشش‌بک‌ها کمتر شود از نظر عملیاتی مناسب‌تر خواهند بود. تعداد زیاد پوشش‌بک‌ها از قابلیت اجرایی کار می‌کاهد. تعداد بهینه پوشش‌بک‌ها را از راه تجربی و انجام برنامه‌ریزی تولید به ازای تعداد پوشش‌بک‌های مختلف می‌توان محاسبه نمود. پس از تعیین تعداد پوشش‌بک‌ها برنامه‌ریزی تولید با تعریف قیدهای وابسته به زمان و تناژ استخراجی (ماده معدنی، باطله یا کل سنگ استخراجی) و سایر تنظیمات لازم دیگر بسته به مورد مطالعه و الزامات طراحی صورت خواهد پذیرفت.

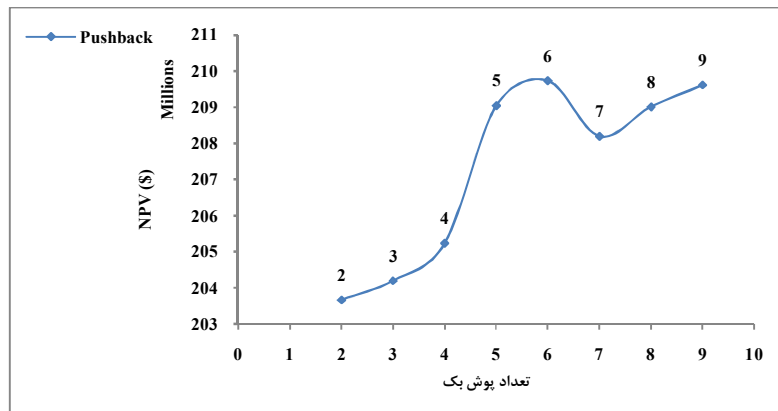
۵-۳- برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn

۵-۳-۱- پوش‌بک‌های آنومالی Cn

برای تعیین تعداد پوش‌بک‌ها تعداد ۲ تا ۹ پوش‌بک برای بررسی انتخاب گردید و برای هر کدام از آنها برنامه‌ریزی تولید صورت گرفت. عرض دسترسی ۶۰ متر در تنظیمات مربوط به پوش‌بک در نرم‌افزار NPV Scheduler استفاده شد. در جدول ۵-۱ تعداد پوش‌بک‌ها و ارزش خالص فعلی هر کدام از آنها بیان شده است. در شکل ۵-۱ نمودار تغییرات ارزش خالص فعلی به ازای تعداد پوش‌بک‌ها مشاهده می‌شود.

جدول ۵-۱- ارزش خالص فعلی تعداد پوش‌بک‌های مختلف آنومالی Cn

تعداد پوش‌بک	ارزش خالص فعلی (\$) (\$)	تعداد پوش‌بک	ارزش خالص فعلی (\$) (\$)
۲	۲۰۳۶۶۱۰۱	۶	۲۰۹۷۴۱۳۲۴
۳	۲۰۴۱۹۶۷۹۲	۷	۲۰۸۱۹۳۸۳۶
۴	۲۰۵۲۳۳۳۰۴	۸	۲۰۹۰۱۵۴۱۳
۵	۲۰۹۰۴۳۵۸۵	۹	۲۰۹۶۲۱۹۶۲



شکل ۵-۱- نمودار تغییرات ارزش خالص فعلی به ازای تغییر تعداد پوش‌بک‌ها (آنومالی Cn)

آن‌گونه که در شکل ۵-۱ مشاهده می‌شود حداکثر NPV در تعداد ۶ پوش‌بک وجود دارد. با توجه به این‌که انتخاب تعداد پوش‌بک‌ها یک روش سعی و خطا است و با روند مشاهده شده در تعداد پوش‌بک‌ها تعداد ۶ پوش‌بک برای برنامه‌ریزی انتخاب شد.

در شکل ۲-۵ تناژ ماده معدنی برای پوش‌بک‌های طراحی شده نشان داده شده است و در جدول ۲-۵ وضعیت ۶ پوش‌بک طراحی شده برای آنومالی Cn آورده شده است.



شکل ۲-۵- تناژ برنامه‌ریزی شده برای پوش‌بک‌ها (Cn)

جدول ۲-۵- وضعیت ۶ پوش‌بک برای برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn

Bench	Elevation	Profit (\$)	Total Rock (tonnes)	Total Ore (tonnes)	Total Waste (tonnes)
Surface 1					
0	1,580	-1,114,548	295,887	0	295,887
1	1,570	3,093,015	503,293	100,316	402,977
2	1,560	6,014,801	530,070	176,792	353,278
3	1,550	5,906,071	488,177	195,335	292,842
4	1,540	5,378,482	440,818	199,591	241,227
5	1,530	5,049,364	374,697	188,849	185,848
6	1,520	3,544,274	271,856	135,662	136,194
7	1,510	2,104,800	188,625	91,696	96,930
8	1,500	1,375,403	106,577	59,896	46,681
9	1,490	579,669	56,462	28,027	28,435
10	1,480	146,860	14,053	6,998	7,055
Total	0	32,078,192	3,270,515	1,183,160	2,087,355
Surface 2					
0	1,580	-1,406,724	373,453	0	373,453
1	1,570	-1,738,726	461,592	0	461,592
2	1,560	-1,723,980	610,988	11,222	599,766
3	1,550	693,636	846,809	78,685	768,124
4	1,540	4,873,666	940,388	184,440	755,948
5	1,530	9,083,400	1,014,136	295,998	718,138
6	1,520	9,601,155	1,114,814	347,448	767,365
7	1,510	9,333,154	1,159,986	392,487	767,500

ادامه جدول ۲-۵

8	1,500	8,477,186	1,090,898	403,677	687,221
9	1,490	8,583,615	935,446	405,256	530,190
10	1,480	7,961,227	804,195	381,226	422,969
11	1,470	7,082,327	648,063	329,159	318,904
12	1,460	5,371,688	474,240	245,480	228,760
13	1,450	4,529,498	342,527	189,403	153,124
14	1,440	3,096,862	191,857	117,307	74,550
15	1,430	1,778,189	85,123	67,462	17,662
16	1,420	1,173,990	45,830	45,830	0
17	1,410	258,892	10,490	10,490	0
Total	0	77,029,055	11,150,836	3,505,569	7,645,267
Surface 3					
0	1,580	-162,405	43,115	0	43,115
1	1,570	-383,921	102,295	3,172	99,123
2	1,560	-745,586	197,711	3,091	194,620
3	1,550	-1,282,789	339,397	3,004	336,393
4	1,540	-2,059,338	546,775	3,017	543,758
5	1,530	-1,795,236	759,442	25,245	734,197
6	1,520	934,205	1,042,607	121,757	920,850
7	1,510	5,760,545	1,240,887	280,827	960,060
8	1,500	10,621,097	1,423,170	489,222	933,948
9	1,490	15,322,671	1,568,408	624,464	943,944
10	1,480	19,304,345	1,604,747	725,963	878,785
11	1,470	22,914,627	1,540,573	802,878	737,695
12	1,460	23,075,981	1,456,893	782,896	673,998
13	1,450	17,804,792	1,238,829	623,726	615,103
14	1,440	12,950,449	885,567	448,034	437,534
15	1,430	8,296,765	538,032	279,065	258,967
Total	0	130,556,201	14,528,449	5,216,360	9,312,089
Surface 4					
6	1,520	-28,211	7,489	0	7,489
7	1,510	-364,735	96,829	0	96,829
8	1,500	-1,049,381	278,587	0	278,587
9	1,490	-1,800,690	478,042	0	478,042
10	1,480	-2,857,069	758,487	0	758,487
11	1,470	-3,812,780	1,012,207	0	1,012,207
12	1,460	-4,701,275	1,294,186	3,730	1,290,456
13	1,450	-2,863,491	1,508,266	62,919	1,445,347
14	1,440	-1,080,128	1,620,555	117,674	1,502,881
15	1,430	1,203,593	1,570,034	175,354	1,394,680
16	1,420	8,033,774	1,706,811	378,134	1,328,678
17	1,410	8,136,090	1,334,323	351,358	982,965
18	1,400	8,780,887	1,035,574	346,519	689,055
19	1,390	6,682,804	733,822	263,182	470,640
Total	0	14,279,387	13,435,212	1,698,870	11,736,342

ادامه جدول ۲-۵

Surface 5					
13	1,450	17,395	29,176	3,657	25,519
14	1,440	751,520	94,745	35,294	59,451
15	1,430	1,570,694	123,372	68,862	54,510
16	1,420	2,549,786	115,508	102,077	13,430
17	1,410	1,169,884	62,889	62,889	0
18	1,400	212,011	9,868	9,868	0
Total	0	6,271,289	435,557	282,648	152,910
Surface 6					
5	1,530	-70,135	18,619	0	18,619
6	1,520	-266,535	70,759	0	70,759
7	1,510	-490,993	130,348	0	130,348
8	1,500	-879,697	233,540	0	233,540
9	1,490	-1,488,514	395,167	0	395,167
10	1,480	-2,306,236	612,253	0	612,253
11	1,470	-3,606,643	957,482	0	957,482
12	1,460	-5,322,265	1,412,941	0	1,412,941
13	1,450	-7,983,299	2,119,385	0	2,119,385
14	1,440	-11,443,646	3,038,028	0	3,038,028
15	1,430	-17,104,098	4,540,750	0	4,540,750
16	1,420	-19,087,186	5,319,533	31,686	5,287,847
17	1,410	-17,516,571	5,586,850	132,795	5,454,055
18	1,400	-13,925,197	5,580,669	274,538	5,306,131
19	1,390	-8,789,854	5,506,385	438,761	5,067,624
20	1,380	743,400	5,854,399	814,990	5,039,408
21	1,370	5,595,483	5,494,825	1,037,630	4,457,195
22	1,360	10,550,447	5,139,940	1,288,887	3,851,053
23	1,350	16,753,666	4,803,895	1,566,430	3,237,464
24	1,340	22,335,295	4,470,275	1,757,314	2,712,961
25	1,330	27,306,709	4,168,769	1,942,510	2,226,259
26	1,320	31,195,876	3,855,869	2,038,220	1,817,649
27	1,310	32,421,761	3,555,442	2,070,943	1,484,499
28	1,300	33,783,458	3,272,953	2,048,220	1,224,733
29	1,290	32,920,683	3,023,540	1,985,145	1,038,394
30	1,280	33,509,105	2,753,709	1,919,998	833,712
31	1,270	34,286,193	2,506,583	1,854,971	651,613
32	1,260	33,909,243	2,291,974	1,766,893	525,082
33	1,250	33,372,121	2,068,384	1,662,303	406,082
34	1,240	32,613,659	1,848,264	1,555,823	292,440
35	1,230	30,934,455	1,661,872	1,452,403	209,469
36	1,220	28,227,525	1,465,117	1,342,062	123,055
37	1,210	23,414,049	1,262,854	1,196,192	66,662
38	1,200	18,942,682	1,076,658	1,055,639	21,020
39	1,190	15,379,353	922,166	922,166	0
40	1,180	11,736,879	752,017	752,017	0

ادامه جدول ۵-۲

41	1,170	8,291,003	606,241	606,241	0
42	1,160	6,152,367	491,735	491,735	0
43	1,150	4,617,375	370,836	370,836	0
44	1,140	3,308,952	264,952	264,952	0
45	1,130	2,664,739	190,154	190,154	0
46	1,120	1,931,721	108,951	108,951	0
47	1,110	1,105,738	49,995	49,995	0
48	1,100	366,108	13,504	13,504	0
Total	0	428,089,178	99,868,581	35,004,903	64,863,678

۵-۳-۲- برنامه‌ریزی تولید سالیانه برای کل عمر معدن آنومالی Cn

برای برنامه‌ریزی تولید یک معدن باید اهدافی را تعیین نمود که بر اساس این اهداف برنامه‌ریزی تولید برای سال‌های عمر معدن صورت گیرد. با توجه به نوع ماده معدنی اهداف و نوع آنها متفاوت خواهند بود. یکی از اهداف مهم ثابت نگه داشتن تناژ استخراجی و عیار ماده معدنی و مواد مزاحم احتمالی است.

۵-۳-۱- نسبت باطله‌برداری

با استفاده از نسبت ارزش یک تن ماده معدنی به هزینه یک تن باطله‌برداری در منطقه مورد مطالعه می‌توان نسبت باطله‌برداری مناسب را پیدا نمود. با استفاده از رابطه (۵-۱) نسبت باطله‌برداری هدف قابل حصول است.

$$BESR = [(R_W \times R_E \times (g_o/g_c) \times P) - (C_E + C_P)] / C_W \quad (۵-۱)$$

که در این رابطه:

$BESR$: نسبت باطله‌برداری سربه‌سری مبنا

C_W : هزینه هر تن باطله‌برداری

P : قیمت فروش یک تن کنسانتره ۶۸٪

g_o : عیار ماده معدنی

g_c : عیار کنسانتره

R_W : ضریب بازیابی وزنی فرآوری

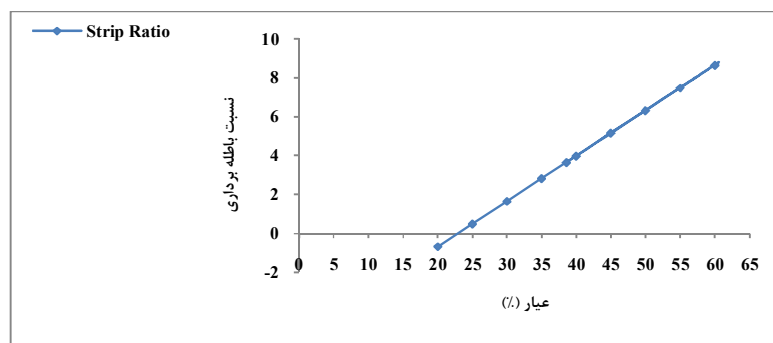
R_E : بازیابی استخراجی

C_E : هزینه استخراج ماده معدنی

C_P : هزینه فرآوری ماده معدنی

C_W : هزینه هر یک تن باطله‌برداری است.

در شکل ۵-۳ نمودار "عیار" به "نسبت باطله‌برداری" ترسیم شده است. با توجه به عیار متوسط در ۳۸/۵۶٪ آهن برای محدوده نهایی آنومالی Cn مقدار نسبت باطله‌برداری ۳/۶۴ به دست می‌آید. بهتر است که در سال‌های ابتدایی نسبت باطله‌برداری کمتری را برنامه‌ریزی نمود و مقدار بیشتر را در سال‌های بعد در نظر گرفت تا سود بیشتری با در نظر گرفتن تاثیر زمان به دست آورد. در نرم‌افزار NPV این امکان وجود دارد یک هدف را برای بازه‌های مختلف از عمر معدن با مقدار متفاوت تعیین کرد. برای ۵ سال اول که در تعریف برنامه‌ریزی میان‌مدت می‌گنجد نسبت باطله‌برداری ۳ و بعد از آن نسبت باطله‌برداری ۳/۵ به عنوان هدف تعریف می‌شود.



شکل ۵-۳- نمودار عیار به نسبت باطله‌برداری

۵-۳-۲- اهداف عیاری

حداقل عیار آهن خوراک ورودی کارخانه فرآوری با توجه به برنامه‌ریزی طرح سنگان ۵۰ درصد تعیین شده است. عیار گوگرد نیز در این خوراک باید کمتر از ۰/۵ درصد و عیار فسفر باید کمتر از ۰/۱ درصد باشد. چون عیار متوسط در محدوده نهایی آنومالی Cn، ۳۸/۵۶ درصد است و این مقدار کمتر از حد تعریف شده است و جواب بهینه برای این قید به‌جز در چند سال ابتدایی وجود نخواهد داشت. به علت بالا بودن عیار گوگرد تا حد ۱/۳۹ درصد در این آنومالی، عملاً امکان برنامه‌ریزی بهینه از نظر این قید وجود ندارد که راه حل‌های مربوط به آن در فصل بعد ارائه خواهد شد. عیار فسفر در این آنومالی پایین‌تر از حد استاندارد است که این قید بسیار خوب به صورت بهینه برآورده می‌گردد.

۵-۳-۲- تناژ استخراجی

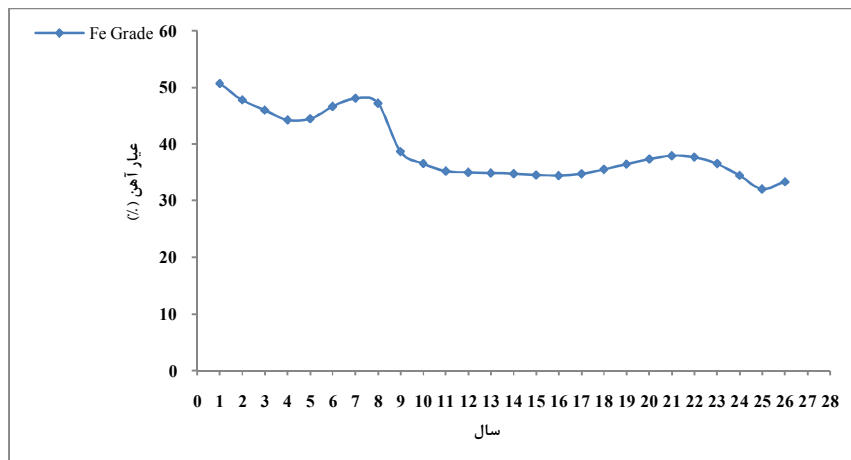
تناژ سالیانه با توجه به برنامه‌ریزی صورت گرفته در بخش فرآوری برای کل کانسار C (شمالی و جنوبی) در حدود ۲ میلیون تن در سال است. با توجه به تحلیل صورت گرفته درباره محدوده نهایی هر دو بخش این کانسار به این نتیجه رسیده شد برای ۷ سال اول که طبق شرایط اقتصادی امروزی آنومالی Cs قابلیت استخراج دارد، ۱/۵ میلیون تن آن از آنومالی Cn و ۵۰۰ هزار تن را از آنومالی Cs تامین می‌گردد. علت این امر کوچک بودن محدوده ای است که در آن NPV در آنومالی Cs مثبت است و عملاً در جایی که مقدار NPV منفی است امکان برنامه‌ریزی وجود ندارد زیرا پروژه اقتصادی نیست. از طرف دیگر عیار متوسط آهن و البته گوگرد آنومالی Cs نیز کمتر از آنومالی Cn است.

۵-۳-۳- نتایج برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn

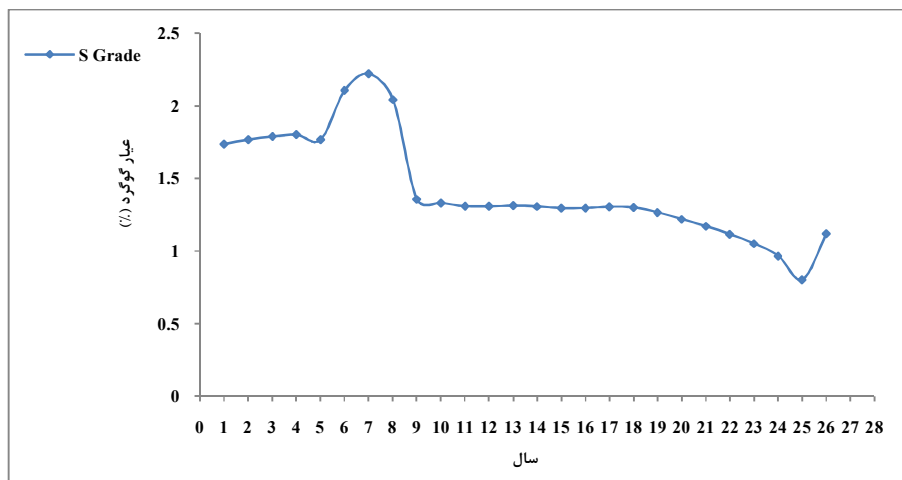
۵-۳-۳-۱- عیار آهن، گوگرد و فسفر

در شکل ۴-۵ نمودار عیار آهن در سال‌های عمر پیش‌بینی شده نشان داده شده است. در این برنامه‌ریزی عیار آهن در ۸ سال ابتدایی دارای عیار بالایی به نسبت بقیه سال‌های عمر معدن است اما

یکنواختی کمتری در آن مشاهده می‌شود. در سال‌های ۹ تا پایان عمر معدن عیار آهن به یک روند یکنواخت‌تر می‌رسد. البته حسن وجود عیار بالا در سال‌های ابتدایی به دست‌آمدن سود بیشتر است. در سال‌های ۹ به بعد که عیار به زیر ۴۰ درصد می‌رسد باید برای حفظ عیار استاندارد کارخانه، بیشتر تلاش شود که ماده معدنی استخراجی از این آنومالی با مواد دیگر مناطق مخلوط گردد. در شکل ۵-۵ نمودار عیار گوگرد در سال‌های عمر معدن مشاهده می‌شود. با توجه به نمودار و عیار متوسط کل آنومالی و محدوده نهایی آن، عیار گوگرد در تمام سال‌های عمر معدن بالاتر از حد استاندارد است. این مسئله را باید با اختلاط مواد استخراجی این آنومالی با مناطق دیگر که کم‌گوگرد هستند و ایجاد فرآیند گوگردزدایی در کارخانه فرآوری حل نمود. در این آنومالی مشکلی از نظر عیار متوسط فسفر وجود ندارد و در تمام سال‌های عمر معدن این معیار پایین‌تر از حد مضر است.



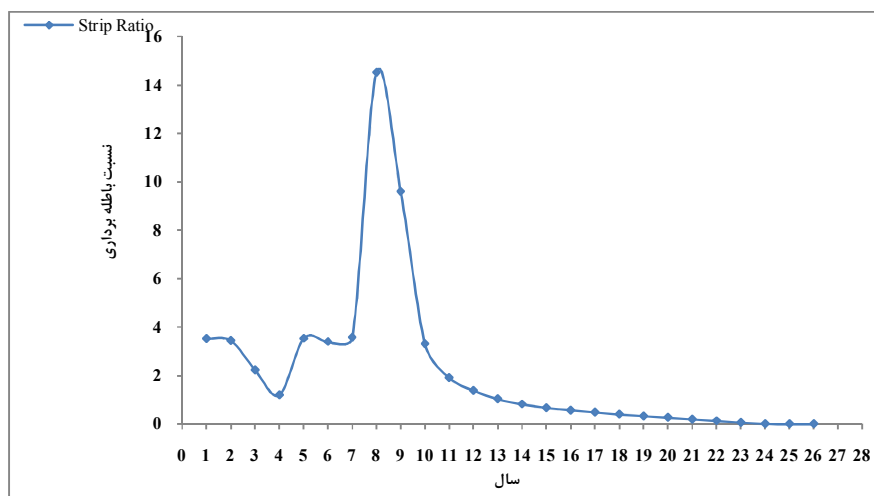
شکل ۵-۴- نمودار عیار آهن در سال‌های عمر معدن Cn



شکل ۵-۵- نمودار عیار گوگرد در سال‌های عمر معدن Cn

۵-۳-۲- نسبت باطله برداری

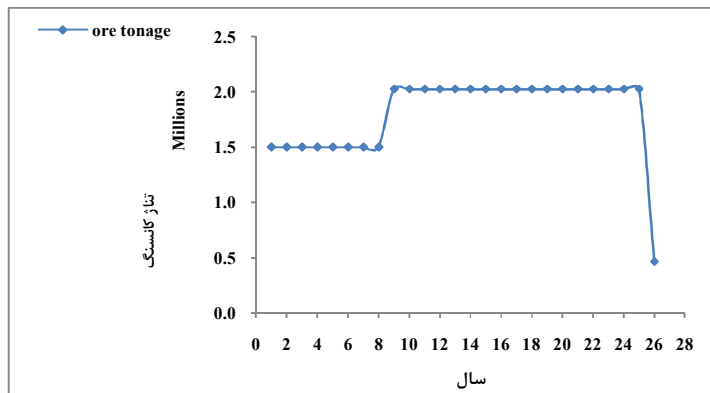
منحنی نسبت باطله برداری در سال‌های برنامه‌ریزی شده عمر معدن آنومالی Cn در شکل ۵-۶ نمایش داده شده است. منحنی تجمعی نسبت باطله برداری نیز در شکل ۵-۷ مشاهده می‌شود. نسبت باطله برداری در سال‌ها ۶ تا ۱۰ به شدت بالاست. یک روش تجربی منطقی برای طراحی نسبت باطله برداری قرار دادن بالاترین باطله برداری در سال‌های میانی عمر معدن است، به طوری که در سال‌های ابتدایی و سال‌های پایانی نسبت باطله برداری کم باشد. این مسئله در نمودار نسبت باطله برداری شکل ۵-۶ به خوبی قابل مشاهده است.



شکل ۵-۶- نمودار نسبت باطله برداری در سال‌های عمر معدن آنومالی Cn

۵-۳-۳-۳- تناژ کانسنگ استخراجی

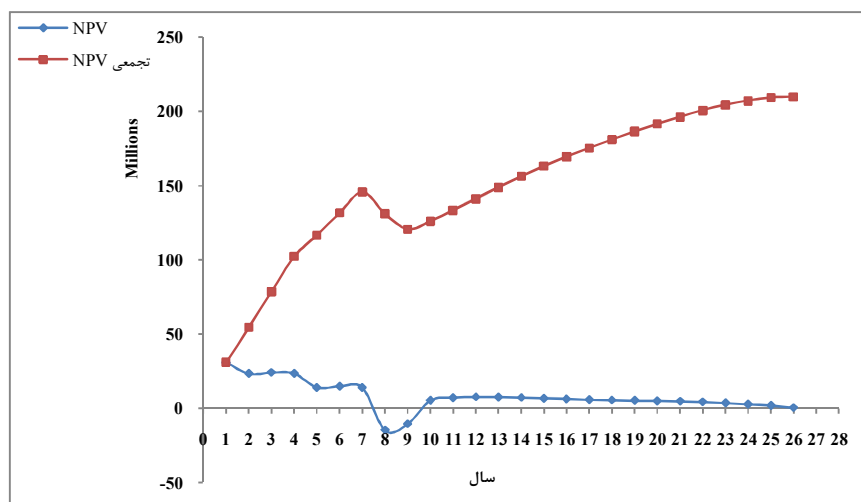
در شکل ۷-۵ منحنی کانسنگ استخراجی از آنومالی Cn نشان داده شده است. مقدار ۱/۵ میلیون تن کانسنگ استخراجی به طور کامل در طول عمر معدن برآورده شده است.



شکل ۷-۵- تناژ کانسنگ استخراجی در طول عمر معدن آنومالی Cn

۵-۳-۳-۴- ارزش خالص فعلی

هدف از یک برنامه‌ریزی تولید بهینه رسیدن به بیشترین ارزش خالص فعلی یا NPV است. برای رسیدن به این هدف ابتدا بلوک‌هایی که بالاترین عیار را دارند استخراج می‌گردند و سپس در مراحل زمانی بعد بلوک‌های با عیار پایین‌تر استخراج خواهند شد. در شکل ۸-۵ منحنی NPV در سال‌های عمر معدن آنومالی Cn نشان داده شده است.



شکل ۸-۵- نمودار تغییرات NPV در سال‌های عمر معدن آنومالی Cn

آن‌گونه که از نمودار پیداست NPV در سال‌های اولیه استخراج دارای مقدار بالاتری نسبت به سال‌های بعد است. در سال‌های ۸ و ۹ عمر معدن، NPV مقدار منفی به خود می‌گیرد که این منفی شدن با نسبت باطله‌برداری بالا در این سال‌ها، ارتباط دارد. در سال‌های پایانی نیز همان‌طور که قابل پیش‌بینی بود شیب منحنی NPV دارای یک روند نزولی است.

۵-۳-۳-۵- نتایج کلی برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn

در جدول ۳-۵ نتیجه برنامه‌ریزی تولید معدن آنومالی Cn بیان شده است.

جدول ۳-۵- نتیجه برنامه‌ریزی تولید معدن آنومالی Cn

Period	Profit (\$)	NPV (\$)	Total Ore (tones)	Total Waste (tones)	Strip Ratio	Fe (%)	S (%)	P (%)
1	34,464,599	31,073,987	1,500,000	5,287,922	3.525	50.723	1.738	0.033
2	28,890,784	23,485,879	1,500,000	5,163,801	3.443	47.816	1.767	0.039
3	33,108,371	24,266,607	1,500,000	3,342,974	2.229	46.005	1.79	0.049
4	35,718,924	23,604,421	1,500,000	1,794,229	1.196	44.297	1.803	0.036
5	23,800,791	14,181,107	1,500,000	5,291,590	3.528	44.479	1.768	0.035
6	27,854,462	14,963,641	1,500,000	5,095,064	3.397	46.674	2.109	0.041
7	29,067,985	14,079,304	1,500,000	5,349,450	3.566	48.085	2.223	0.051
8	33,518,909	14,637,937	1,500,000	21,781,903	14.521	47.237	2.044	0.074
9	26,307,296	10,358,335	2,025,000	19,425,567	9.593	38.677	1.356	0.048
10	15,284,168	5,425,993	2,025,000	6,691,881	3.305	36.565	1.332	0.039
11	22,872,344	7,321,025	2,025,000	3,870,045	1.911	35.262	1.31	0.034
12	26,910,406	7,766,140	2,025,000	2,780,042	1.373	35.046	1.308	0.029
13	29,655,485	7,716,383	2,025,000	2,078,496	1.026	34.92	1.313	0.026
14	31,322,506	7,348,335	2,025,000	1,641,461	0.811	34.803	1.307	0.024
15	32,451,863	6,864,294	2,025,000	1,345,330	0.664	34.575	1.296	0.023
16	33,478,336	6,384,749	2,025,000	1,145,678	0.566	34.482	1.297	0.022
17	34,372,840	5,910,431	2,025,000	978,352	0.483	34.747	1.306	0.021
18	36,388,214	5,641,417	2,025,000	795,088	0.393	35.528	1.301	0.021
19	38,268,197	5,349,205	2,025,000	647,211	0.32	36.488	1.266	0.021
20	40,139,274	5,058,765	2,025,000	525,441	0.259	37.362	1.219	0.02
21	42,338,933	4,811,036	2,025,000	382,004	0.189	37.978	1.171	0.02
22	42,911,306	4,396,369	2,025,000	248,820	0.123	37.723	1.114	0.019
23	39,889,825	3,684,752	2,025,000	120,427	0.059	36.551	1.051	0.019
24	34,334,865	2,859,600	2,025,000	14,853	0.007	34.488	0.965	0.02
25	27,239,076	2,045,437	2,025,000	0	0	32.097	0.802	0.022
26	7,365,942	498,707	466,507	0	0	33.359	1.119	0.026

۴-۵- برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs

۴-۵-۱- پوش‌بک‌های آنومالی Cs

تعداد پوش‌بک‌های مختلف برای این آنومالی بررسی شد و به علت شرایط خاص محدوده نهایی یعنی منفی شدن NPV قسمت بزرگ محدوده نهایی، نتیجه تمام موارد برنامه‌ریزی با هم یکسان شد. با توجه به بزرگ نبودن محدوده‌ای که در آن NPV مثبت است، تصمیم گرفته شد از یک پوش‌بک استفاده شود. مشخصات این پوش‌بک در جدول ۴-۵ آورده شده است.

جدول ۴-۵- وضعیت پوش‌بک طراحی شده برای معدن آنومالی Cs

Bench	Elevation	Profit (\$)	Total Rock (tones)	Total Ore (tones)	Total Waste (tones)
Surface 1					
17	1,480	-74,444	29,790	3,221	26,570
18	1,470	81,259	47,538	20,771	26,767
19	1,460	-87,567	106,406	30,986	75,421
20	1,450	-7,009	168,718	35,200	133,518
21	1,440	80,465	280,394	82,674	197,720
22	1,430	-952,644	431,515	67,634	363,881
23	1,420	-2,261,209	613,038	44,777	568,261
24	1,410	-2,850,646	863,459	100,083	763,376
25	1,400	-1,746,057	829,830	181,080	648,750
26	1,390	75,463	723,196	289,760	433,436
27	1,380	2,260,792	618,340	398,003	220,337
28	1,370	4,981,678	534,437	518,769	15,668
29	1,360	6,761,183	483,505	483,505	0
30	1,350	6,460,722	381,237	381,237	0
31	1,340	5,371,613	296,564	296,564	0
32	1,330	2,793,837	216,598	216,598	0
33	1,320	1,294,335	140,922	140,922	0
34	1,310	353,271	77,050	77,050	0
Total	0	22,535,042	6,842,537	3,368,832	3,473,705

۴-۵-۲- برنامه‌ریزی تولید سالیانه برای کل عمر معدن آنومالی Cs

۴-۵-۲-۱- نسبت باطله‌برداری

با توجه به یکسان بودن شرایط اقتصادی برای دو آنومالی Cs و Cn از منحنی باطله‌برداری شکل ۴-۵ برای آنومالی Cs استفاده شده است. در این حالت نسبت باطله‌برداری را باید از میان دو حالت انتخاب

کرد. در یک حالت عیار متوسط محدوده نهایی آنومالی با حداکثر سود و دیگری عیار متوسط با حداکثر NPV است. به علت تفاوت بسیار زیاد این دو محدوده از یک روش برگشتی برای انتخاب استفاده شد. در حالت محدوده نهایی بزرگ‌تر با سود عیار متوسط آهن ۳۰/۲۹ درصد است. در این حالت نسبت باطله‌برداری ۱/۷۱۵ است. در حالت دیگر عیار متوسط آهن ۲۶/۹۵۵ درصد است که نسبت باطله‌برداری ۰/۹۳۶ به دست آمد. با هر دو قید وقتی برنامه‌ریزی صورت گرفت که تفاوتی را در نتیجه ایجاد نکرد. علت این امر در NPV منفی قسمت عمده آنومالی است.

۵-۴-۲- اهداف عیاری

اهداف عیاری مورد نظر برای این آنومالی با توجه به مقصد مشترک ماده معدنی این آنومالی با آنومالی Cn در فرآوری و بازار همان مقادیر حداقل عیار آهن ۵۰ درصد، عیار گوگرد کمتر از ۰/۵ درصد و عیار فسفر کمتر از ۰/۱ درصد است. با توجه به عیار متوسط پایین‌تر آهن این آنومالی به عیار مورد نظر، لذا قید رسیدن به عیار هدف برای خوراک نمی‌تواند بهینه گردد.

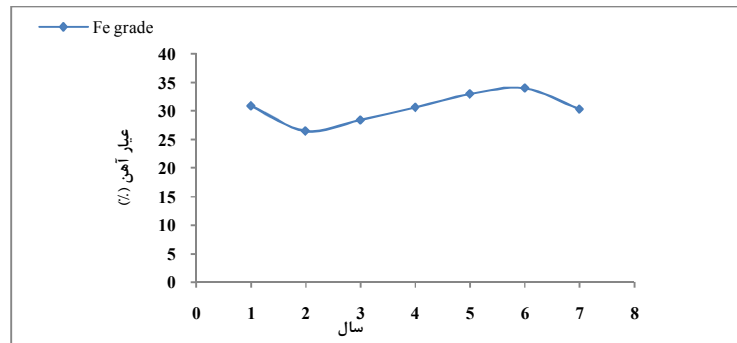
۵-۴-۳- تناژ استخراجی

با توجه به این‌که تناژ استخراجی برنامه‌ریزی شده برای خوراک ورودی کارخانه فرآوری و بازار مصرف از مجموع آنومالی‌های C، ۲ میلیون تن است، از این مقدار برای سال‌هایی که محدوده بهینه Cs از نظر NPV اجازه می‌دهد، سالی ۵۰۰ هزار تن به Cs اختصاص داده شد. راه حل مناسب در این‌باره تقسیم به نسبت ذخیره‌هاست اما در این صورت نتیجه استخراج بسیار کمی از Cs خواهد بود که با توجه به عیار کم گوگرد در این آنومالی اختلاط مناسبی برای کاهش گوگرد در کانسنگ Cn به دست نخواهد آمد.

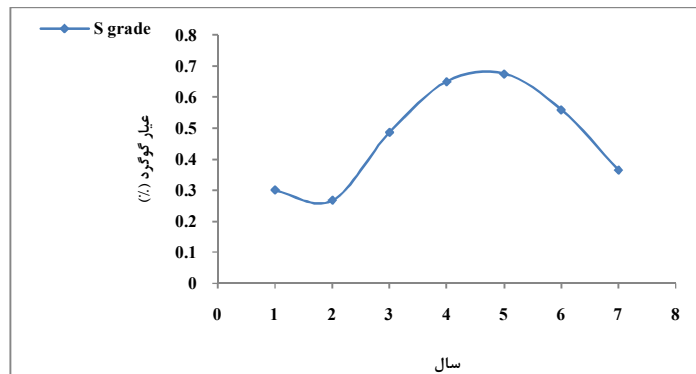
۵-۴-۳- نتایج برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs

۵-۴-۳-۱- عیار آهن، گوگرد و فسفر

عیار آهن و گوگرد در سال‌های برنامه‌ریزی تولید به ترتیب در شکل‌های ۵-۹ و ۵-۱۰ نشان داده شده است. عیار آهن در سال‌های ۲ و ۳ پایین‌تر از ۳۰ درصد است و عیار گوگرد در سال‌های ۴، ۵ و ۶ بالاتر از حداکثر استاندارد است، اما این مقدار اضافه به اندازه مشکل آنومالی Cn نیست، و حداکثر آن در سال ۵ با عیار ۰/۶۷۵ درصد گوگرد است. برای حل این مشکل می‌توان از اختلاط با مواد دیگر مناطق استفاده نمود و همچنین از سیکل گوگردزدایی در خط فرآوری استفاده کرد. در این آنومالی همچون آنومالی Cn مشکل فسفر وجود ندارد.



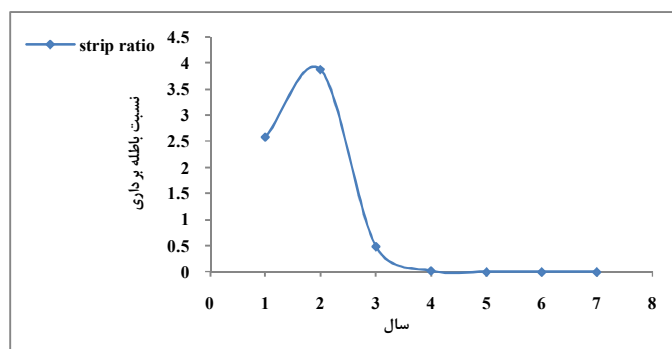
شکل ۵-۹- عیار آهن در سال‌های برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs



شکل ۵-۱۰- عیار گوگرد در سال‌های برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs

۵-۴-۳-۲- نسبت باطله برداری

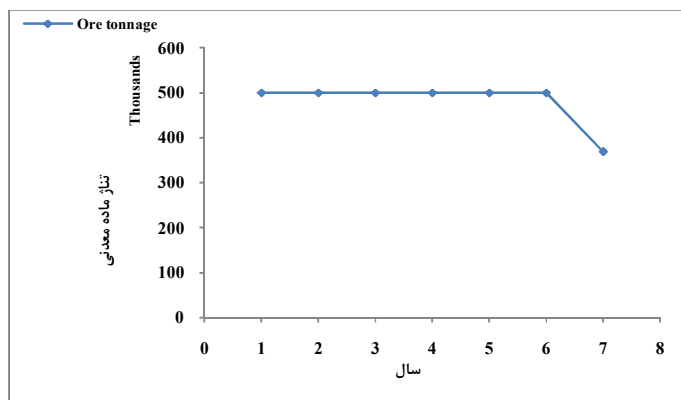
در شکل ۵-۱۱ نمودار نسبت باطله برداری در سال‌های برنامه‌ریزی شده نشان داده شده است. نسبت باطله برداری در سال اول کم است و در سال دوم زیاد می‌شود و در سال‌های ۳ تا ۷ نسبت باطله برداری طی یک روند نزولی به صفر می‌رسد. این روند یک روند مناسب است که درباره برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn نیز انجام شد.



شکل ۵-۱۱- نمودار نسبت باطله برداری سالانه در معدن آنومالی Cs

۵-۴-۳- تنائز سالیانه استخراج

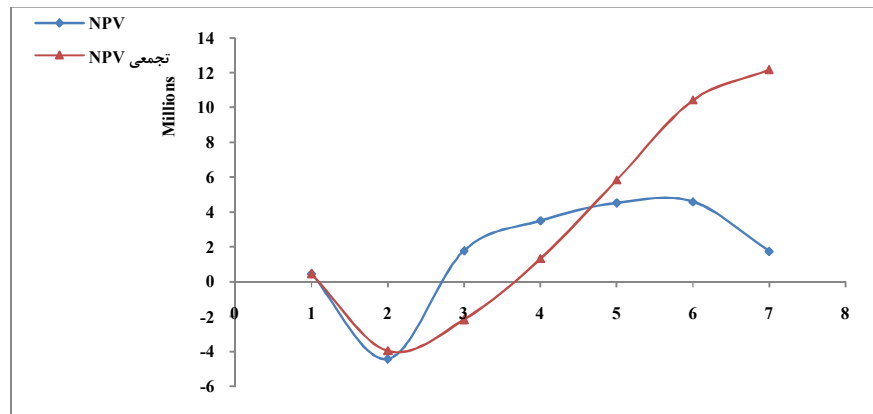
در شکل ۵-۱۲ نمودار تنائز سالانه استخراج از آنومالی Cs مشاهده می‌شود. مقدار تولید سالیانه که ۵۰۰ هزار تن بوده است در تمام سال‌ها رعایت شده است.



شکل ۵-۱۲- نمودار تنائز سالیانه استخراج از آنومالی Cs

۵-۴-۳- ارزش خالص فعلی

ارزش خالص فعلی سال‌های استخراج و نیز مقادیر تجمعی آنها در آنومالی Cs در شکل ۵-۱۳ نمایش داده شده است. NPV در سال دوم منفی است که علت آن در نسبت باطله‌برداری زیاد است که قابلیت بهینه شدن را نداشته است. در مجموع NPV کل سال‌های برنامه‌ریزی شده استخراج مثبت است. علت این که محدوده‌ای که براساس حداکثرسازی سود قابلیت برنامه‌ریزی نداشت، منفی بودن NPV یعنی مهم‌ترین فاکتور بهینه‌سازی برنامه‌ریزی است. با توجه به تحلیل حساسیت صورت گرفته در بخش ۴-۵-۴ برای محدوده نهایی این امکان وجود دارد که بخش مهم کانسار که در شرایط فعلی قابلیت استخراج به صورت اقتصادی را ندارد، با افزایش قیمت یا با کاهش هزینه‌ها در آینده به صورت اقتصادی استخراج شود و برنامه‌ریزی تولید برای آن انجام گردد. در شرایط قیمت و هزینه فعلی این آنومالی تنها برای ۷ سال قابلیت استخراج به صورت اقتصادی را دارد.



شکل ۵-۱۳- نمودار NPV در سال‌های مختلف و مقادیر تجمعی آنها در سال‌های برنامه‌ریزی آنومالی Cs

۵-۵- زمان به هم رسیدن پیت دو آنومالی

پس از تعیین محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید دو آنومالی Cn و Cs، با تعیین بلوک‌های مشترکی که در دو محدوده قرار داشتند به بررسی زمان به هم رسیدن دو پیت به هم پرداخته شد. در این بررسی ابتدا بلوک‌های مشترک که مختصات فضایی آنها در یک محدوده بودند، تعیین گردیدند. در مرحله بعد سکانس استخراجی آنها در مقابل هم مورد بررسی قرار گرفت. قسمت مشترک این دو محدوده در

قسمت جنوب غربی Cn و در شمال شرقی Cs قرار دارد. این قسمت در ابتدای برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cs قرار دارد اما فقط چند بلوک از محدوده نهایی آنومالی Cn در قسمت میانی یا پایانی برنامه‌ریزی استخراج قرار دارند. با توجه به این چینش، نتیجه گرفته شد که این دو محدوده در بازه زمانی ۷ سالی که استخراج به صورت همزمان آغاز شده است و عمر محدوده بهینه Cs است، با هم تداخل عملیات استخراج نخواهند داشت. البته با عنایت به این نکته که عملیات استخراج این دو آنومالی در یک زمان شروع به کار کند که در حال حاضر این فرض منطبق بر برنامه‌ریزی بلند مدتی است که بر اساس آن کارخانه فرآوری طرح‌ریزی شده است.

فصل ششم

نتایج و پیشنهادات

۶-۱- جمع‌بندی و نتایج به دست آمده

هدف از این پایان‌نامه ارائه طرحی برای استخراج آنومالی‌های C شمالی (Cn) و C جنوبی (Cs) منطقه سنگان بود. طرح تحقیق بدین‌صورت بوده است که ابتدا مدل‌سازی آنومالی‌های مذکور انجام پذیرد و سپس با استفاده از مدل بلوکی منظم زمین‌شناسی، مدل اقتصادی ساخته شود و آنگاه محدوده نهایی تعیین گردد. پس از تعیین محدوده نهایی برای استخراج آنومالی‌های مورد مطالعه برنامه‌ریزی تولید انجام گرفت. در مرحله برنامه‌ریزی تولید به این سوال پاسخ داده شد که با توجه به وجود منطقه مشترک میان محدوده دو آنومالی، این دو محدوده در بازه زمانی استخراج چه موقع با هم تداخل کاری پیدا خواهند کرد.

در مرحله مدل‌سازی، با استفاده از اطلاعات اکتشافی گمانه‌های حفر شده در نرم‌افزار Datamine مراحل مدل‌سازی انجام گرفت. در مرحله اول فایل‌های لازم به نرم‌افزار وارد گردید؛ سپس داده‌ها با هم تلفیق شدند و مدل فضایی گمانه‌ها ساخته شد. چون نمونه‌های گمانه‌ها هم اندازه نبودند به ترکیب‌سازی نمونه مبادرت گردید. نمونه‌های دو آنومالی در اندازه ۱۰ متر ترکیب‌سازی شدند که مهم‌ترین دلایل آن بررسی آماری طول نمونه‌ها و ارتفاع پله‌ها بودند. پس از ترکیب‌سازی داده‌ها، مقاطع زمین‌شناسی تهیه شد. در این بخش از کار مرز ماده معدنی با باطله در هر مقطع ترسیم گردید. برای ایجاد مدل سه بعدی ماده معدنی مقاطع به هم وصل شدند. سطح توپوگرافی نیز ساخته شد. برای ساختن مدل بلوکی لازم بود که یک مدل اولیه برای دو آنومالی ایجاد شود. با تلفیق مدل اولیه با پوسته سه بعدی ماده معدنی مدل بلوکی ساخته شد. در این مرحله این امکان وجود دارد که مدل بلوکی منظم یا نامنظم ساخته شود. با توجه به احتیاج به هر دو مدل برای دو آنومالی، دو مدل

منظم و نامنظم ساخته شد. ابعاد بلوک‌ها در سه بعد با استفاده از مطالعات قبلی ژئومکانیکی و نظر دفتر طرح سنگان ۱۰×۱۰×۱۰ متر تعیین گردید. مدل بلوکی باطله نیز با تلفیق مدل سطح توپوگرافی با مدل اولیه ساخته شد. پس از ایجاد مدل بلوکی با استفاده از عیار نمونه‌ها و سه روش عیارسنجی عیار بلوک‌ها تخمین زده شد که این روش‌ها عبارت از نزدیکترین نقاط، عکس مجذور فاصله و کریجینگ بودند. با استفاده از مدل بلوکی نامنظمی که برای دو آنومالی ساخته شده بود ذخیره دو آنومالی به سه روش پیش‌گفته تخمین زده شد. ذخیره آهن آنومالی Cn به سه روش نزدیکترین نقاط، عکس مجذور فاصله و کریجینگ به ترتیب ۲۵۸۳۵۶۰۷، ۲۴۸۶۰۲۷۳، ۲۷۷۸۵۴۷۳ تن به دست آمد و عیار متوسط آهن این آنومالی در سه روش به ترتیب ۳۶/۱۶، ۳۶/۹۸، ۳۷/۰۶ درصد بود. این نتایج نیز به ترتیب برای تناژ آهن آنومالی Cs، ۴۵۸۸۰۶۲۰، ۴۷۷۹۱۹۰۹، ۳۹۰۴۵۵۵۰ و برای عیار متوسط آهن ۲۵/۹۱، ۲۲/۴، ۲۲/۵۴ به دست آمد. با عنایت به این‌که روش کریجینگ مبتنی بر به‌دست آوردن واریوگرام نمونه‌هاست و معادلات خود را مستند به روند به دست آمده برای کانی‌سازی به دست می‌آورد، این روش به عنوان روشی که با استفاده از نتایج آن محدوده نهایی تعیین گردد انتخاب شد. برای تحلیل زمین‌آماري و رسم واریوگرام نمونه‌های آنومالی‌ها از نرم‌افزار WinGslib استفاده شد. در روند به دست آمده مشخص شد که در هر دو آنومالی به علت متفاوت بودن شعاع تاثیر در سه جهت شمال، شرق و عمود بر افق ایزوتروپی وجود ندارد.

پس از آن‌که مدل زمین‌شناسی ساخته شد باید این مدل به مدل بلوکی اقتصادی تبدیل گردد. برای این منظور باید اطلاعات اقتصادی لازم برای تعیین ارزش هر بلوک جمع‌آوری می‌گردد. پارامترهای مورد نیاز بازیابی استخراج، بازیابی فرآوری، قیمت هر تن کنسانتره، هزینه هر تن باطله‌برداری، هزینه استخراج هر تن ماده معدنی و هزینه فرآوری هر تن ماده معدنی هستند. با استفاده از این پارامترها عیار حد مقدار ۲۲/۹۴ درصد به دست آمد. قیمت به عنوان مهم‌ترین پارامتری که ارزش بلوک را تعیین می‌کند با استفاده از نظر دفتر طرح سنگان و بررسی قیمت‌های جهانی و روند قیمت در سال‌ها و ماه‌های اخیر ۹۰ دلار برتن کنسانتره ۶۸ درصد تعیین شد. بازیابی استخراجی ۹۵ درصد و بازیابی

فرآوری نیز به ازای بازه‌های عیاری مختلف متفاوت در نظر گرفته شد. هزینه معدن‌کاری پایه و نسبت هزینه استخراج ماده معدنی به معدن‌کاری پایه و هزینه فرآوری به ترتیب ۳/۷۶۷ دلار بر تن، ۱/۲۳۸، ۱۵/۵۳ دلار بر تن تعیین گردید.

مدل بلوکی ساخته شده در نرم‌افزار Datamine برای مراحل تعیین محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید به نرم‌افزار NPV Scheduler وارد شد. در مرحله اول کار با نرم‌افزار NPV Scheduler، با وارد کردن اطلاعات اقتصادی به تنظیمات اقتصادی این نرم‌افزار مدل اقتصادی ساخته شد. در مرحله بعد در نرم‌افزار NPV Scheduler با استفاده از روش لرچ و گروسمن مبتنی بر تئوری گراف محدوده نهایی برای دو آنومالی مورد مطالعه تعیین گردید. در این مرحله از کار محدوده‌ای که از نظر NPV و نسبت باطله‌برداری بهینه بود انتخاب شد. در نرم‌افزار NPV Schedule برای یک محدوده چندین فاز با تغییر دادن برخی پارامترهای اقتصادی ایجاد شد که محدوده نهایی آخرین فاز بود. برای آنومالی Cn، ۹۱ فاز و برای آنومالی Cs، ۵۷ فاز تو در تو ایجاد شد. نرم‌افزار برای بلوک‌های درون هر محدوده یک ترتیب استخراج ایجاد می‌کند که با استفاده از آن یک مقدار NPV را برای استخراج در نظر می‌گیرد. با توجه به مقدار NPV و همچنین نسبت باطله‌برداری برای دو آنومالی محدوده‌ای بهینه انتخاب گردید. محدوده نهایی آنومالی‌های Cn و Cs، به ترتیب دارای ارزش تنزیل نشده ۶۸۹۷۹۷۰۶۵ دلار و ۶۶۱۸۴۰۶۸ دلار شدند. در آنومالی Cs به علت ترتیب طراحی شده برای بلوک‌ها از فاز ۴۳ به بعد NPV مقدار منفی به خود می‌گیرد.

پس از تعیین محدوده نهایی دو آنومالی به تحلیل حساسیت پروژه به پارامترهایی که دارای عدم قطعیت بودند پرداخته شد. برای این منظور حساسیت و تغییرات سود تنزیل نشده و NPV محدوده به

تغییرات پارامترهای قیمت و هزینه پایه معدن‌کاری بررسی شد در این تحلیل مشخص شد که:

الف) تحلیل حساسیت محدوده آنومالی Cn نشان داد که پروژه به تغییرات قیمت بیش‌تر از هزینه معدن‌کاری باطله حساس است به گونه‌ای که در کاهش ۴۰ درصد قیمت پروژه اقتصادی بودن خود را از دست می‌دهد.

ب) در آنومالی Cs تغییرات قیمت و هزینه به شدت روی پروژه اثر می‌گذارند. با افزایش ۲۰ درصد هزینه معدن کاری باطله و کاهش ۲۰ درصد قیمت پروژه اقتصادی بودن خود را از نظر سود تنزیل نشده از دست می‌دهد. در تغییرات NPV نیز به دست آمد که با افزایش ۱۰ درصدی قیمت NPV از مقدار منفی فعلی به مقدار تقریباً صفر می‌رسد و پس از آن روند صعودی خود را به ازای افزایش قیمت ادامه می‌دهد. محدوده آنومالی Cs به تغییرات قیمت و هزینه بسیار حساس است که در صورت تغییرات قیمت یا هزینه باید دوباره برای این آنومالی طراحی صورت گیرد.

پس از مرحله تعیین محدوده نهایی برنامه‌ریزی تولید برای آنومالی‌ها انجام گرفت. در اولین گام برای برنامه‌ریزی تولید تعداد پوش‌بک‌ها تعیین شد. در آنومالی Cn برای انتخاب بهینه‌ترین تعداد برای پوش‌بک‌ها، به ازای مقادیر ۲ تا ۹ پوش‌بک برنامه‌ریزی تولید صورت گرفت. بنابراین تعداد ۶ پوش‌بک برای این آنومالی انتخاب شد که دارای بیشترین NPV بود. برای آنومالی Cs با توجه به منفی شدن NPV قسمت عمده محدوده، محدوده‌ای که دارای NPV مثبت است در یک پوش‌بک قابل برنامه‌ریزی است که در صورت تغییرات پارامترهای اقتصادی و مثبت شدن NPV، باید در تعداد پوش‌بک‌ها تجدید نظر کرد. پس از تعیین تعداد پوش‌بک‌های بهینه، برنامه‌ریزی تولید برای آنومالی‌ها انجام گردید. برای برنامه‌ریزی تولید قیدهایی تعریف شد که در قسمت اهداف عیاری، عیار ۵۰ درصد آهن، عیار حداکثر ۰/۵ درصد گوگرد و عیار حداکثر ۰/۱ درصد است. براساس نمودار ترسیم شده عیار - نسبت باطله‌برداری، نسبت باطله‌برداری ۳ برای ۵ سال اول و ۳/۵ برای بقیه سال‌های عمر معدن آنومالی Cn با عیار متوسط ۳۸/۵۶ درصد انتخاب شد. در محدوده آنومالی Cs به علت غیرقابل برنامه‌ریزی بودن محدوده با NPV منفی نسبت باطله‌برداری مطابق عیار متوسط محدوده با NPV مثبت، ۰/۹۳۶ به دست آمد.

نتایج بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید آنومالی Cn قید تناژ استخراج سالیانه را رعایت می‌کند اما قیدهای عیاری آهن و گوگرد را در همه سال‌های برنامه‌ریزی آنومالی رعایت نمی‌کند. عیار گوگرد در این

آنومالی به شدت بالاست و عیار متوسط این آنومالی نیز پایین تر از حد مورد نیاز است که در نتیجه در سال‌های عمر معدن این شروط برآورده نمی‌گردد.

در برنامه‌ریزی آنومالی Cs به علت مسئله NPV منفی برنامه‌ریزی تولید در این بخش امکان ندارد و تنها برای منطقه با NPV مثبت برنامه‌ریزی تولید صورت نمی‌گیرد.

پس از برنامه‌ریزی دو آنومالی برای پاسخ به مسئله زمان رسیدن پیت‌های دو آنومالی در سال‌های استخراج، بلوک‌هایی که در محدوده مشترک دو پیت قرار داشتند با هم تطبیق داده شدند. زمان استخراج این بلوک‌ها در ابتدای استخراج آنومالی Cs و در انتها یا میانه زمان استخراج آنومالی Cn قرار دارند که در نتیجه در زمان ۷ سال استخراج آنومالی Cs با شرایط اقتصادی فعلی این دو پیت به هم نخواهند رسید.

۲-۶- پیشنهادات

۱- در بخش اکتشافات صورت گرفته در محدوده آنومالی‌های Cn و Cs گمانه‌های اکتشافی در شبکه‌ای با فواصل به طور متوسط ۱۰۰ متر انجام گرفته است. این زیاد بودن فواصل در آنومالی Cs بیشتر وجود دارد. این فاصله زیاد در شبکه اکتشافی باعث ایجاد خطای زیاد در تخمین عیار بلوک‌ها و ذخیره آنومالی می‌گردد. لذا برای طراحی دقیق‌تر باید گمانه‌های اکتشافی بیشتری با فواصل نزدیک‌تر زده شود.

۲- حداقل عیار آهن مورد نیاز خوراک ورودی کارخانه فرآوری (۵۰ درصد آهن) از متوسط هر دو آنومالی پایین‌تر است و عیار گوگرد آنومالی Cn نیز بیشتر از عیار حداکثر بار ورودی کارخانه فرآوری (۰/۵ درصد) است. برای حل مشکل کم بودن عیار آهن و زیاد بودن عیار گوگرد باید مواد استخراجی از این آنومالی‌ها با مواد مناطق دیگر که عیار آهن بالاتر و عیار گوگرد پایین دارند مخلوط شوند. گزینه اول برای تامین مواد اختلاط، دیگر آنومالی‌های منطقه سنگان

- است که در صورت وجود همین مشکل در آنومالی‌های دیگر باید از مواد دیگر معادن استفاده نمود. البته با توجه به هزینه حمل و نقل، بررسی اقتصادی درباره این گزینه باید انجام پذیرد.
- ۳- با توجه به این که ممکن است عیار آهن یا گوگرد استخراج شده حتی پس از اختلاط نیز به حدود استاندارد نرسند، پیشنهاد می‌شود در صورتی که تکنولوژی فرآوری اجازه دهد در خط فرآوری تمهیداتی برای مقابله با این امر اندیشیده شود.
- ۴- محدوده بهینه نهایی آنومالی Cs در شرایط فعلی به علت منفی بودن NPV در بخش اعظم آنومالی و مثبت بودن NPV تنها در بخشی از این آنومالی، کوچک است. با تحلیل حساسیت صورت گرفته مشخص شد که محدوده نهایی این آنومالی به شدت تابع شرایط اقتصادی (قیمت و هزینه) است. بنابراین لازم است که در صورت تغییر شرایط قیمت و هزینه‌ها طراحی مجدد برای این آنومالی انجام گردد.
- ۵- چون در زمان این پروژه محل دامپ باطله و مقصد بعدی مواد معدنی دقیقاً مشخص نشده است لذا پس از این مرحله با مشخص کردن موقعیت‌های مذکور به طراحی جاده اقدام شود.
- ۶- برای استفاده در تحقیقات بعدی، در صورتی که طرح سنگان اقدام به پایه‌گذاری یک مجموعه از اطلاعات مناسب کند و داده‌های مورد نیاز طراحی اعم از داده‌های اکتشافی، پارامترهای ژئومکانیکی برداشت شده، طراحی‌های قبلی، سوابق تاریخی معدن‌کاری در منطقه، پارامترهای به‌روز شده اقتصادی و سایر اطلاعاتی که برای تحقیقات و طراحی‌های مختلف در یک معدن بزرگ روباز مورد استفاده قرار می‌گیرد، را در یک پایگاه داده منظم جمع‌آوری کند، کمک شایانی به جامعه علمی و توسعه مبتنی بر علم و پژوهش معدن سنگان خواهد کرد.

فهرست منابع به ترتیب حروف الفبا

- استوار، رحمت الله، ۱۳۸۳، آتشکاری در معادن (۱ و ۲)، انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیرکبیر.
- اصلانو، م، ۱۳۸۴. روش‌های استخراج معادن سطحی. جلد اول، چاپ دوم، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران.
- حجاریان، ا.، ۱۳۸۶، برنامه‌ریزی تولید معدن مس سونگون به‌وسیله نرم‌افزارهای *NPV Scheduler* و *Whittle 4D* و مقایسه نتایج آنها، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه آزاد اسلامی، واحد علوم و تحقیقات.
- حسینی س. م. ع.، ۱۳۸۷، تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه‌ریزی تولید آنومالی *A* سنگ آهن سنگان، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- سایت معدن سنگ آهن سنگان (www.simp.ir).
- 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، گزارش‌های داخلی، تهران.
- شرکت مهندسان مشاور معدنکاو، ۱۳۸۵، گزارش اکتشاف تکمیلی آنومالی *C* جنوبی سنگ آهن سنگان، تهران.
- کاکایی، رضا، (الف) 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.
- کاکایی، رضا، (ب) ۱۳۸۴، معرفی نرم‌افزار تحت ویندوز جهت طراحی محدوده بهینه نهایی معادن روباز با شیب‌های متغیر. دومین کنفرانس معادن روباز ایران، صفحه ۳۵۹-۳۵۱.
- کاکایی، رضا، 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.

- کاکایی، رضا، ۱۳۸۶، طراحی محدوده بهینه نهایی در معادن روباز با روش‌های اصلاح شده مخروط شناور ۲. نشریه دانشکده فنی، جلد ۴۱، شماره ۳، صفحه ۲۹۷-۳۰۷.
- میرزایی نصیرآباد، ح.، ۱۳۸۱، تعیین محدوده بهینه و برنامه‌ریزی تولید به کمک الگوریتم ژنتیک. پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود.
- میرزایی نصیرآباد، ح.، کاکایی، رضا، ۱۳۸۴، برنامه‌ریزی معادن روباز با استفاده از الگوریتم ژنتیک. دومین کنفرانس معادن روباز ایران، صفحه ۶۷-۵۹.
- Braticevic, D. B., 1984, *Open-pit optimization method. (Une methode d'optimisation pour l'exploitation a ciel ouvert)*, 18th International Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries, March 26-30, , London, U.K., p.p 133-139.
- Carlson, 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.
- Datamine Co., 2009, *NPV Scheduler (Power point slide)*, www.datamine.co.uk.
- David, M., Dowd, P. A. and Korobov, S., 1974, *Forecasting departure from planning in open pit design and d grade control*. Proceeding of the 12th symposium on the application of computers and operations research in the mineral industries (APCOM), Colorado School of Mines, Vol. 2, p.p. F131-F142.
- Denby, B. and Schofield, D., 1994, *Open-pit design and scheduling by use of genetic algorithms*. Trans. Instn Min. Metall. (Sect. A: Min. industry), 103, pp A201-A26.
- 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.
- Gemcom Software International Inc., , 2004, *Strategic mine planning with Whittle*.
- Hosseini, S. M. A., R. Kakaie, M. Ataei. 2008, *Ultimate pit limit using heuristic algorithm, case study: Sangan Iron deposit- Iran*. 8th International Scientific Conference SGEM, p.p 541-546.
- Hustrulid, W. & Kuchta, M. (1995, P 1000), *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.
- kakaei, R. Dowd, P. A. and Fowel, R. J., 2000(a), *Learchs-Grossman algorithm with variable slope angles*. Trans. Instn Min. Metall., Section A: Mining Industry, No. 109, p.p. A77-A85.
- Kakaie, R, Dowd, P. A, Fowell, R. J., 2000(b), *A Windows program for optimal pit design with variable slope angles*. International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, Vol. 14, No.1, pp 261-275.
- Koenigsberg, E., 1982, *The Optimum Contours of an Open Pit Mine: An Application of Dynamic Programming*; in Proceeding of the 17th APCOM Symposium, Society of Mining Engineers of AIME, New York, pp. 274-287.
- 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.
- Lerchs, H., Grossman, I. F., 1965, *Optimum design of open pit mines*, CIM Bulletin, No. 58, p.p. 47-54.
- Lipkewich, M.P., Borgman, L., 1969, *Two-and-Three Dimentional Pit Design Optimisatiom Techniques*, A Decade of Digital Computing in the Minerals Industry, ed. A. Wiess, SME of AIME, New York, pp. 505-523.
- Matheron, G., 1975, *Parametrage des contours optimaux*. Note Geostatistique No. 128, Centre de Geostatistique et de Morphologie Mathematique, Internal report N-403, Fontainbleau, France, 54p.
- Pana M., 1965, *The simulation approach to open pit design*, Proceeding of the 5th symposium on the application of the computers and operations research in the mineral industries (APCOM), Arizona USA, p.p. zz1-zz24.
- Whittle, J., 1989, *the facts and fallacies of open pit optimization*. Whittle programming pty., Ltd., North Balwyn, Victoria, Australia, 8p.
- Whright, E. A., 1999, *Moving cone II – a simple algorithm for optimum pit limits design*, proceeding of the 28th symposium on the application of the computers and operation research in the mineral industries (APCOM), Colorado USA, p.p. 367-374.

- 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., 1987, *The use of dynamic programming for open pit mine design: Some practical implications*; Mining Science and Technology, January, pp. 97-104.
- Zhao, Y., Kim, Y.C., 1994, *a new optimum pit limit design algorithm*. 23rd APCOM Proceeding, p.p. 421-434.

Abstract:

Sangan anomalies are important ore mines in East Iran. In this thesis pit limit and mining planning are designed for C south and C north anomalies.

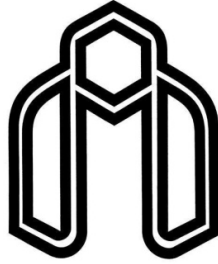
The Datamine software is used for modeling and block model creating. Reserve estimation is account with three methods: Nearest Neighbor, Inverse Square of Distance and Ordinary Kriging.

The ultimate pit is designed with NPV Sheduler Software. The results showed that the ultimate pit of Cn and Cs have respectively, 689797065 and 66184068 \$ value.

In next step, the mining planning is done with NPV Scheduler. Results showed that the life time of Cn is 26 years with 209741324 \$ NPV and the life time of Cs is 7 years with 12181134 \$ NPV.

After mining Planning determined that the pits of two mines are not received together in life time of both mines.

Key words: Sangan, C north anomaly, C south anomaly, Block model, Graph theory algorithm, Optimum pit limit, Mining Planning



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining Eng., Petroleum and Geophysics

**Pit limit optimization and mine planning in Northern &
Southern C anomalies; Sangan Iron Mine**

By
Meisam Saleki

Supervisors
Dr Reza Kakaei
Dr Mohammad Ataei

Consultant
A. Mash'hur Rudi

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

Summer 2010