

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی استخراج مواد معدنی

## تعیین حد روباز - زیرزمینی در شرایط عدم قطعیت با استفاده از رویکرد اختیارات واقعی

نگارنده: محمد غلباش قره‌بلاغی

اساتید راهنما:

دکتر محمد عطائی

دکتر رضا خالوکاکایی

بهمن ۱۳۹۵

تقدیم به:

پدر و مادر مهربانم

خدای رابسی ساگرم که از روی کرم پدر و مادری خداکار نصیبت ساخته تا در سایه  
درخت پر بار وجودشان بیایم و از ریشه آن ها شاخ و برگ بگیرم و از سایه وجودشان  
در راه کسب علم و دانش تلاش نمایم.

والدینی که بودشان تاج افتخاری است بر سرم و نامشان دلیلی است بر بودنم چرا  
که این دو وجود پس از پروردگاریه هستی ام بوده اند و دستم را گرفتند و راه رفتن  
را در این وادی زندگی پر از فراز و نشیب آموختند.

آموزگارانی که برایم زندگی، بودن و انسان بودن را معنا کردند  
حال این برگ سبزی است تحفه دویش تقدیم آنان...

## تقدیر و تشکر:

سپاس بیکران پروردگار یکتا را که هستی مان بخشید و به طریق علم و دانش ره‌نمونان شد و خوشه‌چینی از علم و معرفت را روزی‌ان مقرر ساخت.

به مصداق «من لم یسکر المخلوق لم یسکر الخالق» از اساتید فرهیخته و فرزندانم جناب آقای دکتر عطائی و آقای دکتر کاکایی که در این مسیر پر فراز و نشیب لحظه‌ای از راه‌مانی، پشتیبانی و تشویق من دریغ نکرده‌اند، با کمال تقدیر و تشکر آرزوی توفیق روزافزون را از خداوند متعال برایشان خواهم.

بر خود لازم می‌دانم از بهکاری شرکت معدنی کاوشگران به خصوص مهندس جمشیدی در تهیه اطلاعات مورد نیاز این پایان‌نامه و همچنین از همه دوستان عزیزم به خصوص دوست خوبم جناب آقای ستوده که با هم‌فکری و همراهی‌های خود مرا یاری نمودند کمال تشکر را دارم.

الها به من کمک کن تا بتوانم ادای دین کنم و به خواسته‌ی کسانی که در زندگی همراهم بودند جامعه‌ی عمل پویانم.

## تعهدنامه

اینجانب محمد غلباش قره‌بلاغی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی استخراج معدن دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان‌نامه تعیین حد روباز - زیرزمینی در شرایط عدم قطعیت با استفاده از رویکرد اختیارات واقعی تحت راهنمایی دکتر عطائی و دکتر کاکایی متعهد می‌شوم.

- تحقیقات در این پایان‌نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش‌های محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان‌نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد و مقالات مستخرج با نام « دانشگاه صنعتی شاهرود » و یا « Shahrood University of Technology » به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان‌نامه تأثیرگذار بوده‌اند در مقالات مستخرج از پایان‌نامه رعایت می‌گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که به حوزه اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است

### تاریخ

### امضای دانشجو

#### مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه‌های رایانه‌ای، نرم‌افزارها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می‌باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان‌نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی‌باشد.

## چکیده

در استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی، مسأله "تعیین عمق تغییر روش" به عنوان بخش با اهمیت در فرآیندهای طراحی معادن با نهشته‌های توده‌ای و بزرگ، در پیش‌روی مهندسان معدن توجه ویژه‌ای را به سمت خود جلب کرده است. در این ارتباط راه‌حل‌های اندکی ارایه شده و با توجه به کاستی‌های راه‌کارهای موجود، در این پایان‌نامه روشی بر مبنای مدل بلوکی اقتصادی با تأکید بر تراز نهایی روباز و با در نظر گرفتن تأثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی و عدم قطعیت اقتصادی (قیمت و هزینه)، عمق تغییر روش استخراج در کانسار سنگ آهن چاه‌گز مورد بررسی قرار داده شده است.

برای این منظور، پس از مدل‌سازی با استفاده از روش کریجینگ تخمین عیار کانسار صورت گرفته و همچنین با به کارگیری روش شبیه‌سازی گوسی متوالی، ۵۰ تحقق هم احتمال با کانسار برای کمی‌سازی عدم قطعیت عیار ماده معدنی تولید شده است. از سوی دیگر، با استفاده از مفهوم رویکرد اختیارات واقعی از روش درخت دوجمله‌ای برای در نظر گرفتن تأثیر عدم قطعیت‌های قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری در تعیین عمق تغییر روش به کار گرفته شده است.

بر اساس نتایج به دست آمده، عمق تغییر روش استخراج در مدل کریجینگ برابر ۳۵۰ متر است و در شرایط عدم قطعیت عیار با استفاده از نتایج مدل‌های شبیه‌سازی شده عمق تغییر روش در فاصله اطمینان ۹۵ درصد در بازه ۳۰۰ تا ۳۶۰ متر به دست آمده است. همچنین در شرایط عدم قطعیت اقتصادی عمق تغییر روش استخراج در ۴۱۰ متری از سطح کانسار تعیین شده است. همان‌طور که ملاحظه می‌شود محدوده به دست آمده با در نظر گرفتن عدم قطعیت اقتصادی بیش‌تر از مدل کریجینگ و مدل‌های شبیه‌سازی است. این موضوع نشان‌دهنده تأثیرگذاری بیش‌تر عدم قطعیت اقتصادی در تعیین محدوده استخراج با روش روباز است.

**کلمات کلیدی:** حد روباز - زیرزمینی، تعیین عمق تغییر روش استخراج، شبیه‌سازی گوسی متوالی،

عدم قطعیت عیار ماده معدنی، روش درخت دوجمله‌ای، عدم قطعیت اقتصادی

## فهرست مطالب

چکیده.....و

۱..... فصل اول: کلیات تحقیق

۲..... ۱-۱- مقدمه

۳..... ۱-۲- بیان مسأله

۵..... ۱-۳- اهمیت و ضرورت تحقیق

۷..... ۱-۴- هدف و روش انجام تحقیق

۸..... ۱-۶- ساختار

۹..... فصل دوم: مبانی نظری و پیشینه تحقیق

۱۰..... ۱-۲- مقدمه

۱۰..... ۲-۲- پیشینه تحقیق

۱۰..... ۱-۲-۲- تعیین حد روباز - زیرزمینی

۱۲..... ۲-۲-۲- عدم قطعیت زمین شناسی

۱۴..... ۳-۲-۲- عدم قطعیت اقتصادی

۱۶..... ۳-۲- انتخاب روش معدنکاری

۱۷..... ۴-۲- تعیین حد روباز - زیرزمینی

۲۰..... ۱-۴-۲- روش نسبت باطله برداری

۲۱..... ۱-۴-۲-۱- نسبت باطله برداری کلی

۲۱..... ۲-۴-۲-۱-۲- نسبت باطله برداری تعادلی

۲۲..... ۲-۴-۲- روش پیشینه سازی ارزش خالص فعلی

۲۴	..... عدم قطعیت	۲-۵-۲
۲۵	..... عدم قطعیت زمین شناسی	۲-۵-۱-۲
۲۷	..... شبیه سازی زمین آماری	۲-۵-۱-۱
۲۹	..... شبیه سازی گوسی متوالی	۲-۵-۱-۲
۳۰	..... عدم قطعیت اقتصادی	۲-۵-۲
۳۲	..... رویکرد اختیارات واقعی	۲-۵-۲-۱
۳۲۳	..... روش درخت دو جمله ای	۲-۵-۲-۲
۳۶	..... نوسان پذیری	۲-۵-۳
۳۷	..... تعیین مدل بلوک اقتصادی در قالب درخت دو جمله ای	۲-۵-۴
۴۰	..... جمع بندی	۲-۶
۴۱	..... فصل سوم: مدل سازی، تخمین ذخیره و شبیه سازی زمین آماری	
۴۲	..... مقدمه	۳-۱
۴۲	..... معرفی مطالعه موردی - کانسار سنگ آهن چاه گز	۳-۲
۴۵	..... بررسی آماری داده ها	۳-۳
۴۶	..... بررسی وجود روند در داده ها	۳-۳-۱
۴۶	..... همسان سازی طول نمونه ها	۳-۳-۲
۴۸	..... کلاس بندی (زون بندی) عیار	۳-۳-۳
۴۹	..... تبدیل داده ها به توزیع نرمال	۳-۳-۴
۵۰	..... تحلیل زمین آماری	۳-۴
۵۵	..... مدل بلوکی کانسار	۳-۵
۵۸	..... تخمین عیار	۳-۶



۶۰	۷-۳- شبیه‌سازی زمین‌آماری
۶۲	۸-۳- اعتبارسنجی نتایج شبیه‌سازی
۶۶	۹-۳- جمع‌بندی
۶۹	<b>فصل چهارم: تعیین حد روباز- زیرزمینی</b>
۷۰	۱-۴- مقدمه
۷۰	۲-۴- تعیین حد روباز - زیرزمینی
۷۳	۱-۲-۴- امکان‌سنجی استخراج ترکیبی با روش‌های روباز و زیرزمینی
۷۴	۲-۲-۴- محدوده نهایی معدنکاری روباز
۸۱	۳-۲-۴- انتخاب روش استخراج مناسب برای معدنکاری زیرزمینی
۸۲	۴-۲-۴- ارزیابی اقتصادی نهشته باقیمانده برای معدنکاری زیرزمینی
۸۶	۵-۲-۴- تعیین مرز تغییر روش استخراج
۹۱	۳-۴- بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار در تعیین مرز تغییر روش استخراج
۹۳	۴-۴- تفاوت پارامترهای محدوده معدنکاری روباز به دست آمده از کریجینگ و شبیه‌سازی
۹۴	۱-۴-۴- میزان تناژ ماده معدنی، فلز خالص و عیار متوسط قابل معدنکاری در پیت روباز
۹۵	۲-۴-۴- میزان باطله و نسبت باطله‌برداری در پیت روباز
۹۷	۳-۴-۴- ارزش خالص فعلی
۹۹	۴-۴- بررسی تأثیر عدم قطعیت اقتصادی در تعیین مرز تغییر روش استخراج
۱۰۹	۵-۴- جمع‌بندی
۱۱۱	<b>فصل پنجم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات</b>
۱۱۲	۱-۵- مقدمه

۱۱۳.....	۲-۵- بحث و نتیجه‌گیری
۱۱۶.....	۳-۵- پیشنهادات
۱۱۸.....	پیوست
۱۲۰.....	منابع

## فهرست اشکال

۷۸.....	شکل ۴-۴: مقایسه متوسط عیار ذخیره قابل‌استخراج و ارزش خالص فعلی به دست آمده از روش کریجینگ (نوار سیاه) و ۵۰ تحقق حاصل از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی
۸۰.....	شکل ۴-۵: تراز و عمق نهایی معدنکاری روباز حاصل از هر دو روش کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی گوسی متوالی
۸۳.....	شکل ۴-۶: استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی با در نظر گرفتن لنگه حایل بر اساس مدل کریجینگ - کانسار چاه‌گز
۹۳.....	شکل ۴-۸: الف) ترازهای به دست آمده از تک مدل تخمینی (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی برای تغییر روش استخراج ب) نمودار فراوانی‌نما ترازهای حاصله برای تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی
۹۴.....	شکل ۴-۹: ذخیره قابل معدنکاری در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی‌نما ۵۰ تحقق
۹۵.....	شکل ۴-۱۰: فلز خالص قابل معدنکاری در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی‌نما ۵۰ تحقق
۹۵.....	شکل ۴-۱۱: عیار متوسط ذخیره قابل معدنکاری در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی‌نما ۵۰ تحقق

- شکل ۴-۱۲: باطله موجود در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی نما ۵۰ تحقق ..... ۹۶
- شکل ۴-۱۳: نسبت باطله‌برداری حاصل از مدل کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی نما ۵۰ تحقق ..... ۹۶
- شکل ۴-۱۴: ارزش خالص فعلی حاصل از مدل کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی نما ۵۰ تحقق ..... ۹۷
- شکل ۴-۱۵: قیمت و نوسانات قیمت جهانی سنگ آهن با عیار ۶۶ درصد ..... ۱۰۰
- شکل ۴-۱۷: درخت هزینه معدنکاری ..... ۱۰۴
- شکل ۴-۱۸: درخت احتمال قیمت ماده معدنی ..... ۱۰۵
- شکل ۴-۱۷: درخت احتمال هزینه معدنکاری ..... ۱۰۶

## فهرست جداول

- جدول ۳-۱: پارامترهای آماری مرتبط با داده‌های اکتشافی کانسار سنگ آهن چاه‌گز ..... ۵۳
- جدول ۳-۲: پارامترهای آماری مرتبط با داده‌های اکتشافی کانسار چاه‌گز پس از همسان‌سازی ..... ۴۸
- جدول ۳-۳: پارامترهای زمین‌آماری حاصل از مدل برازش شده به واریوگرام‌های جهتی ..... ۵۱
- جدول ۳-۴: مشخصات حاصل از مدل‌های برازش شده به واریوگرام‌های جهتی و غیر جهتی به تفکیک زون‌بندی عیار ..... ۵۵
- جدول ۳-۵: انتخاب ابعاد بلوکی با توجه به حداقل واریانس تخمین ..... ۵۷
- نمودار ۳-۶: پارامترهای آماری مربوط به مدل تخمینی ..... ۶۱
- جدول ۴-۱: پارامترهای فنی و اقتصادی کانسار سنگ آهن چاه‌گز ..... ۷۶
- جدول ۴-۲: جزئیات محدوده نهایی در مدل‌های کریجینگ و شبیه‌سازی گوسی متوالی ..... ۸۱

- جدول ۳-۴: هزینه‌های عملیاتی برآورد شده با روابط آهارا بر مبنای ظرفیت تولید ..... ۸۴
- جدول ۵-۴: هزینه‌های سرمایه‌ای برآورد شده با روابط آهارا بر مبنای ظرفیت تولید ..... ۸۵
- جدول ۶-۴: جریانات نقدی تنزیل یافته ..... ۸۷
- جدول ۷-۴: خلاصه‌ای از نتایج اقتصادی به دست آمده برای تعیین مرز تغییر روش استخراج ۹۲
- جدول ۸-۴: خلاصه نتایج تراز حد روباز - زیرزمینی و پارامترهای پیت روباز به دست آمده از مدل کریجینگ و مدل‌های شبیه‌سازی شده ..... ۹۸
- جدول ۹-۴: اطلاعات اولیه برای تشکیل درخت قیمت و هزینه ..... ۱۰۱
- جدول ۱۰-۴: نتایج اقتصادی در ترازهای انتخابی برای تعیین حد روباز - زیرزمینی در شرایط عدم قطعیت اقتصادی ..... ۱۰۸
- جدول ۱-۵: نتایج به دست آمده در سه حالت در نظر گرفته شده برای تعیین عمق تغییر روش استخراج ..... ۱۱۴
- جدول ۱: روابط آهارا بر مبنای ظرفیت تولید برای برآورد هزینه‌های سرمایه‌ای ..... ۱۱۸

# فصل اول: کلیات تحقیق

## ۱-۱- مقدمه

در حالت کلی، دو روش معدنکاری سطحی<sup>۱</sup> و زیرزمینی<sup>۲</sup> برای استخراج منابع معدنی وجود دارد. روش استخراج روباز<sup>۳</sup> یکی از روش‌های معدنکاری سطحی است که به‌طور کلی وسیع‌تر، اقتصادی‌تر و ایمن‌تر از روش معدنکاری زیرزمینی است. معدنکاری زیرزمینی نیز از دیدگاه محیط زیستی نسبت به روش استخراج روباز دارای مزیت است. با این حال، استخراج معادن به روش روباز با عمیق شدن معدن با مشکلات متعدد فنی و اقتصادی و زیست‌محیطی مواجه می‌شود. از طرفی، اگر ترکیبی از هر دو روش معدنکاری روباز و زیرزمینی برای استخراج کانسنگ مناسب انتخاب شود، باید برنامه زمان‌بندی تولید در هر دو روش معدنکاری و همچنین عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی تعیین شود.

مسئله حد روباز - زیرزمینی یکی از مهم‌ترین موضوعات در صنعت معدنکاری است. به‌طور کلی، دو دیدگاه در تعیین حد روباز - زیرزمینی مطرح شده است. دیدگاه اول استخراج از کانسار به روش روباز تا حدی است که دیگر روش استخراج روباز توجیه اقتصادی نداشته باشد. دیدگاه دوم بیان می‌کند در عمقی بیش از حد روباز - زیرزمینی روش استخراج روباز ممکن است هنوز اقتصادی باشد ولی با توجه به آنکه روش استخراج زیرزمینی دارای سود بیشتری است، استخراج زیرزمینی اولویت می‌یابد. امروزه اکثر روش‌های ارزیابی شده برای تعیین حد روباز - زیرزمینی بیشتر بر اساس دیدگاه دوم استوار است.

برای تعیین حد روباز - زیرزمینی و یا در حالت کلی طراحی و برنامه‌ریزی<sup>۴</sup> معدن، کانسنگ بر اساس داده‌های گمانه‌ای<sup>۵</sup> و اطلاعات زمین‌شناسی مدل‌سازی می‌شود و از روش‌های مختلفی از جمله روش زمین‌آمار<sup>۶</sup> نیز برای توصیف تغییرات مکانی و تخمین عیار کانسنگ استفاده می‌شود. در این روش‌ها، تغییرات عیار و میزان ذخیره در مدل کانسار قطعی در نظر گرفته می‌شود. روش‌های شبیه‌سازی

---

۱- Surface Mining

۲- Underground Mining

۳- Open Pit Mining

۴- Planning

۵- Boreholes

۶ - Geostatistics

زمین‌آماری<sup>۱</sup> امکان ارزیابی ریسک<sup>۲</sup> و عدم قطعیت زمین‌شناسی در مدل کانسار را فراهم می‌نمایند و امکان برنامه‌ریزی‌ها و بررسی‌های اقتصادی دقیق‌تر را میسر می‌سازند. اما این در حالی است که، روش‌های شبیه‌سازی قادر به در نظر گرفتن عدم قطعیت<sup>۳</sup> پارامترهای اقتصادی از قبیل قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری در محاسبات نیستند. از این‌رو، در مطالعات صورت گرفته برای تعیین حد روباز - زیرزمینی پارامترهای اقتصادی ثابت در نظر گرفته شده است. لذا، برای در نظر گرفتن عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی در تعیین ارزش اقتصادی بلوک‌ها، رویکرد اختیارات واقعی<sup>۴</sup> پیشنهاد می‌شود. اختیارات واقعی به‌عنوان دیدگاهی جدید در سه دهه گذشته برای ارزیابی مالی پروژه‌های سرمایه‌گذاری پذیرفته شده است. بنابراین، در این تحقیق تأثیر عدم قطعیت مربوط به عیار و پارامترهای اقتصادی از قبیل قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری در تعیین حد روباز - زیرزمینی مورد بحث و بررسی قرار داده می‌شود.

## ۲-۱- بیان مسأله

معدنکاری به روش روباز به‌طور کلی از نظر برنامه‌ریزان معدن و سرمایه‌گذاران نسبت به معدنکاری زیرزمینی از ارجحیت بیشتری برخوردار است. گزینه زیرزمینی برای استخراج کانسار در زمانی که شرایط اقتصادی برای ادامه استخراج کانسار به روش روباز غیرممکن باشد، در اولویت قرار می‌گیرد. تا به حال، مطالعات متعددی در معادن مختلف برای تعیین حد روباز - زیرزمینی صورت گرفته است. رویکرد پیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی<sup>۵</sup> به دلیل در نظر گرفتن ارزش زمانی پول، از جمله مهم‌ترین مدل‌های تعیین حد روباز - زیرزمینی است. اساس این روش بر محاسبه ارزش خالص فعلی کل معدن (رو باز و زیرزمینی) در پیت‌های با اعماق مختلف و گزینه‌های زیرزمینی متناظر با آن‌ها استوار است. گزینه یا

۱ - Geostatistical Simulations

۲- Risk

۳ - Uncertainty

۴ - Real Options Approach

۵ - Net Present Value

عمقی که بیشترین مجموع ارزش خالص فعلی را داشته باشد بهترین گزینه خواهد بود (صیادی و همکاران، ۱۳۸۳).

حد روباز - زیرزمینی به طور معمول با مدل سازی کانسار بر اساس داده های گمانه ای و اطلاعات زمین شناسی و با استفاده از روش های مختلف تخمین تعیین می شود. از میان روش های تخمین، کریجینگ مفیدترین روش برآورد زمین آماری است که همچنین به عنوان "بهترین برآوردگر خطی ناریب" شناخته می شود (Soltani et al, ۲۰۱۴). در این روش دستیابی به حداقل پراش تخمین عیار منجر به هموارسازی مقادیر عیار تخمین زده می شود. نتیجه این هموارسازی این است که عیار بلوک های تخمینی، پراش کمتری نسبت به عیارهای واقعی خواهند داشت. از این رو، در اغلب مطالعات انجام شده از روش شبیه سازی زمین آماری در طراحی و بهینه سازی معادن استفاده شده است. شبیه سازی زمین آماری امکان ارزیابی ریسک و عدم قطعیت زمین شناسی در مدل کانسار را فراهم می نماید و امکان برنامه ریزی ها و بررسی های اقتصادی دقیق تر را میسر می سازد (فتح آبادی و همکاران، ۱۳۹۱). از طرفی در محاسبه ارزش خالص فعلی، پارامترهای اقتصادی برای تعیین حد روباز - زیرزمینی به صورت قطعی در نظر گرفته شده است.

در حالی که، کمیّت ارزش اقتصادی بلوک<sup>۱</sup> در عملیات معدنکاری از اهمیت بسزایی برخوردار است. این پارامتر بر روی عوامل مهمی از قبیل محدوده بهینه نهایی<sup>۲</sup>، توالی استخراج<sup>۳</sup> و در نهایت ارزش خالص فعلی معدن بسیار تأثیرگذار است. امروزه هدف اصلی از عملیات معدنکاری بیشینه کردن ارزش خالص فعلی است. لذا، ضرورت دارد که ارزش اقتصادی بلوک ها به عنوان اولین گام از فرآیند محاسبه ارزش اقتصادی پروژه معدنی به درستی تعیین شود (Dehghani and Ataee-pour, ۲۰۱۲b). از طرفی این عوامل تعیین کننده حد روباز - زیرزمینی هستند. برای ارزیابی عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی رویکرد اختیارات واقعی در قالب درخت دوجمله ای<sup>۴</sup> پیشنهاد می شود.

---

۱ - Block Economic Value  
۲ - Ultimate Pit Limit  
۳ - Mining Sequence  
۴ - Binomial Tree



در حالت کلی، در روش‌های ارزیابی بر اساس رویکرد اختیارات واقعی پارامترهای زمین‌شناسی از قبیل عیار و تناژ ماده معدنی در محاسبات به صورت قطعی در نظر گرفته می‌شود به این دلیل که این رویکرد قادر به کمی‌سازی عدم قطعیت زمین‌شناسی نیست. از طرفی در روش‌های شبیه‌سازی، پارامترهای اقتصادی از قبیل قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری در یک برنامه بلندمدت نیز قطعی در نظر گرفته می‌شوند. در مجموع فرضیات به کار گرفته شده در این روش‌ها درست نیستند، زیرا هرکدام از عدم قطعیت‌های زمین‌شناسی و اقتصادی تأثیر بسیار زیادی بر ارزش پروژه معدن دارند (Abdel Sabour and Dimitrakopoulos, ۲۰۱۱).

بنابراین، در این تحقیق سعی بر آن است تا روش‌های شبیه‌سازی زمین‌آماری و ارزیابی را در یک چارچوب برای تعیین حد روباز - زیرزمینی به کار گرفته شود، و تأثیر عدم قطعیت عیار و پارامترهای اقتصادی بر روی عمق حدی مورد بررسی قرار داده شود.

### ۱-۳- اهمیت و ضرورت تحقیق

در طول چند دهه اخیر محققین متعدد خارجی و داخلی مسأله تعیین حد روباز - زیرزمینی را مورد مطالعه قرار داده‌اند و مسأله حد روباز - زیرزمینی به عنوان یک چالش اساسی در صنعت معدنکاری معرفی شده است (Bakhtavar, et al, ۲۰۱۲). از این رو، دیدگاه‌ها و روش‌های متعددی برای رسیدن به این هدف توسعه یافته است. روش پیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی با توجه به در نظر گرفتن ارزش زمانی پول از جمله مهم‌ترین مدل‌های تعیین حد روباز - زیرزمینی، توسط نیلسون در سال ۱۹۸۲ معرفی شده است. در این روش عوامل متعددی از جمله تغییرات عیار و تناژ کانسار، هزینه‌های عملیاتی، قیمت ماده معدنی و نرخ تنزیل تأثیرگذار هستند. در این میان، در روش کریجینگ دستیابی به حداقل پراش تخمین عیار منجر به هموارسازی مقادیر عیار برآورد شده می‌شود. لذا، در اغلب تحقیقات از روش‌های شبیه سازی زمین‌آماری برای کمی‌سازی عدم قطعیت تغییرات عیار ماده معدنی استفاده شده است (Opoku, ۲۰۱۳).

در مسأله حد روباز - زیرزمینی تا به حال، با استفاده از روش شبیه‌سازی زمین‌آماری تحقیقات متعددی انجام گرفته است و اهمیت تأثیر عدم قطعیت تغییرات عیار و تناژ ماده معدنی بر روی عمق حدی مورد بررسی قرار داده شده است. این در حالی است که در این روش‌ها، پارامترهای اقتصادی قطعی انگاشته می‌شوند و تا به حال تأثیر عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی در تعیین حد روباز - زیرزمینی مورد مطالعه قرار نگرفته است. پارامترهای اقتصادی از جمله عوامل کلیدی در تعیین مدل بلوکی اقتصادی هستند. کمیّت ارزش اقتصادی بلوک به‌عنوان یکی از مهم‌ترین پارامترها در ارزیابی پروژه معدن، تأثیر قابل توجهی بر عواملی از قبیل محدوده بهینه نهایی، توالی استخراج و ارزش خالص فعلی دارد (Dehghani and Ataee-pour, ۲۰۱۲b). به‌علاوه، در اکثر تحقیقات صورت گرفته تأثیر عدم قطعیت زمین‌شناسی و عدم قطعیت اقتصادی بر ارزش پروژه به‌صورت مجزا و با ثابت در نظر گرفتن یکی از این دو مهم صورت پذیرفته است. به این دلیل که، روش‌های ارزیابی و شبیه‌سازی معدن مشکل و پیچیده هستند و در آن ترکیب نظریه‌های پیشرفته زمین‌آمار، آمار، مهندسی و اقتصادی نیازمند این است که توسط تحلیل‌گران یا برنامه‌ریزان معدن به‌منظور ارزیابی و کمی‌سازی عدم قطعیت موجود به کار گرفته شوند. در نتیجه، پس از شناسایی و توصیف منابع عدم قطعیت در پروژه معادن روباز لازم است روش‌های شبیه‌سازی و ارزیابی اقتصادی به‌منظور ایجاد یک چارچوب برای ارزیابی معادن روباز یکپارچه شوند. از این‌رو، با توجه به روش‌هایی مانند اختیارات واقعی که در ارتباط با تصمیم‌گیری‌های سرمایه‌گذاری و نیز ارزیابی طرح‌های اقتصادی در طول سه دهه گذشته توسعه یافته است، لازم است تا در یک مطالعه با استفاده از روش‌های شبیه‌سازی و ارزیابی، تأثیر عدم قطعیت عیار و عدم قطعیت قیمت ماده معدنی و هزینه‌ها در تعیین حد روباز - زیرزمینی مورد بررسی و مطالعه قرار گیرند.

## ۱-۴- هدف و روش انجام تحقیق

هدف این پایان نامه تعیین حد روباز - زیرزمینی در شرایط عدم قطعیت زمین شناسی و عدم قطعیت اقتصادی است، که بدین منظور از روش های شبیه سازی زمین آماری برای کمی سازی عدم قطعیت زمین شناسی و از روش درخت دوجمله ای برای در نظر گرفتن عدم قطعیت اقتصادی استفاده می شود. از طرفی برای دستیابی به این هدف اطلاعات گمانه های اکتشافی و اقتصادی مورد نیاز است. لذا، از اطلاعات معدن سنگ آهن چاه گز به عنوان مطالعه موردی برای این منظور استفاده شده است. از این رو، مراحل زیر برای انجام این مهم پیش بینی می شود:

الف) شبیه سازی زمین آماری و ارزیابی عدم قطعیت عیار

در این مرحله نقش عدم قطعیت موجود در تغییرات ذاتی عیار با استفاده از روش های شبیه سازی زمین آماری مورد مطالعه قرار خواهد گرفت. روش شبیه سازی گاوسی متوالی<sup>۱</sup> (با به کارگیری نرم افزار SGeMS<sup>۲</sup>) به عنوان روشی انعطاف پذیر برای برآورد عدم قطعیت مرتبط با عیار بلوک ها انتخاب شده است.

ب) تعیین مدل بلوکی اقتصادی در قالب درخت دوجمله ای و ارزیابی عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی در این مرحله ابتدا با استفاده از اطلاعات گذشته قیمت و هزینه ها به بررسی نقش عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی از قبیل قیمت ماده معدنی و هزینه های عملیاتی پرداخته خواهد شد. سپس با استفاده از درخت دوجمله ای، روشی برای کمی سازی عدم قطعیت قیمت و هزینه ها در مدل بلوکی اقتصادی ارائه خواهد شد.

با توجه به پیچیده و مشکل بودن موضوع تعیین حد روباز - زیرزمینی، ابتدا باید راه حلی برای تعیین عمق حدی پیاده سازی شود و در نهایت تأثیر عدم قطعیت های مذکور بر روی عمق تغییر روش استخراج مورد بحث و بررسی قرار داده می شود.

<sup>۱</sup> - Sequential Gaussian Simulation

<sup>۲</sup> - Stanford Geostatistical Modeling Software

## ۱-۶- ساختار

این پایان‌نامه حاوی پنج فصل است، که موارد مطرح شده در هر فصل به شرح زیر است:  
در فصل اول ضمن بیان مسأله، به بررسی اهمیت و ضرورت تحقیق پرداخته شده و در نهایت هدف و روش تحقیق برای تعیین حد روباز - زیرزمینی در شرایط عدم قطعیت بیان شده است.

در فصل دوم با عنوان "مبانی نظری و ادبیات تحقیق"، ضمن بررسی پیشینه تحقیق، به مفاهیم و مبانی روش‌ها در رابطه با مسأله حد روباز - زیرزمینی و شبیه‌سازی زمین‌آماري برای کمی‌سازی عدم قطعیت عیار و روش درخت دوجمله‌ای نیز برای ارزیابی عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی پرداخته شده است.

در فصل سوم با عنوان "مدل‌سازی، تخمین ذخیره و شبیه‌سازی زمین‌آماري" ضمن معرفی مطالعه موردی، تحلیل آماری، نحوه مدل‌سازی کانسار چاه‌گز، انتخاب بهترین واریوگرام و تعیین ابعاد مناسب برای مدل‌سازی پرداخته شده است. در ادامه با استفاده از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی، ۵۰ تحقق هم احتمال با کانسار تولید و اعتبار مدل‌های شبیه‌سازی شده مورد بررسی قرار گرفته است.

در فصل چهارم با عنوان "تعیین حد روباز - زیرزمینی" در ابتدا امکان‌سنجی استخراج ترکیبی با هر دو روش روباز و زیرزمینی در کانسار چاه‌گز پرداخته شده است. پس از آن برای تعیین مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی روشی بر اساس مدل بلوکی اقتصادی با تأکید بر تراز نهایی روش روباز اریه شده است. در نهایت تأثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی و عدم قطعیت‌های قیمت ماده معدنی و هزینه معدنکاری بر روی مرز تغییر روش استخراج مورد بررسی قرار گرفته است.

در فصل پنجم با عنوان "نتیجه‌گیری و پیشنهادات" نتایج کلی به دست آمده از این تحقیق بیان شده و به منظور بهبود موضوع، پیشنهاداتی برای مطالعات بعدی در این زمینه ارایه شده است.

## فصل دوم: مبانی نظری و پیشینه تحقیق

## ۲-۱- مقدمه

در این فصل، ضمن بررسی پیشینه تحقیق در رابطه با مسأله تغییر روش استخراج، مطالعات صورت گرفته در زمینه عدم قطعیت زمین‌شناسی و عدم قطعیت اقتصادی نیز پرداخته شده است. مسأله تعیین حد روباز - زیرزمینی بر اساس مطالعات صورت گرفته برای کنسارهای بزرگ با گسترش عمقی زیاد برای طراحان و برنامه‌ریزان به‌عنوان یک چالش جدی معرفی شده است. از این‌رو، در ادامه رویکردهای توسعه‌یافته در ارتباط با تعیین عمق تغییر روش استخراج بررسی شده است. از طرفی، عدم قطعیت در فرآیندهای معدنکاری به‌عنوان جز جدایی‌ناپذیر در طراحی و برنامه‌ریزی معادن عنوان شده که در این ارتباط نیز به‌منظور کمی‌سازی عدم قطعیت عیار ماده معدنی روش شبیه‌سازی گوسی متوالی و برای در نظر گرفتن عدم قطعیت اقتصادی روش درخت دوجمله‌ای مورد بررسی قرار گرفته است.

## ۲-۲- پیشینه تحقیق

### ۲-۲-۱- تعیین حد روباز - زیرزمینی

در حال حاضر برای بسیاری از معادن بزرگ در مقیاس جهانی، تعیین عمق بهینه تغییر روش از روباز به زیرزمینی به‌عنوان یک چالش جدی برنامه‌ریزی در مرحله طراحی معادن در نظر گرفته می‌شود. در این راستا، به‌منظور تعیین حد روباز - زیرزمینی مطالعات متعددی در طول چند دهه اخیر انجام شده است. "نسبت باطله‌برداری تعادلی"<sup>۱</sup> به‌عنوان اولین روش در سال ۱۹۶۸، برای تعیین حد روباز - زیرزمینی توسط سادبرگ<sup>۲</sup> و راسچ<sup>۳</sup> معرفی شده است (Soderberg and Rausch, ۱۹۶۸).

در سال ۱۹۸۲، یک روش توسط نیلسون<sup>۴</sup> بر اساس جریان نقدینگی و ارزش خالص فعلی (NPV) ارائه شده است (Nilsson, ۱۹۸۲). نیلسون در سال ۱۹۹۲ به‌منظور در نظر گرفتن تعیین عمق تغییر

---

۱ - Allowable Stripping Ratio

۲ - Soderberg

۳ - Rausch

۴ - Nilsson

روش استخراج به‌عنوان یک موضوع مهم برای کانسارهای باقابلیت استخراج ترکیبی، الگوریتم قبلی (در سال ۱۹۸۲) را موردبازنگری قرارداد (Nilsson, ۱۹۹۲). علاوه بر این، نیلسون در سال ۱۹۹۷ با تأکید بر پارامتر نرخ تنزیل در تعیین حد روباز - زیرزمینی آن را به‌عنوان حساس‌ترین پارامتر در فرآیند معرفی نمود (Nilsson, ۱۹۹۷).

در سال ۱۹۹۲، الگوریتم دیگری برای رسیدن به این هدف توسط کاموس<sup>۱</sup> معرفی شد. این الگوریتم بر اساس مدل‌های بلوکی و با در نظر گرفتن ارزش خالص اقتصادی بلوک‌ها برای استخراج با روش روباز و زیرزمینی معرفی شده است (Camus, ۱۹۹۲).

تالپ<sup>۲</sup> در سال ۱۹۹۸، برنامه ویتل<sup>۳</sup> ( $x^4$ ) را به‌منظور محاسبه عمق تغییر روش از روباز به زیرزمینی توسعه داد. با استفاده از این روش، می‌توان با مقایسه سناریوهای عملیاتی برای عمق تغییر روش از روباز به زیرزمینی تصمیم‌گیری کرد (Tulp, ۱۹۹۸).

بخت‌آور و همکاران روشی ابتکاری<sup>۴</sup> با به‌کارگیری مدل‌های بلوکی اقتصادی روش‌های روباز و زیرزمینی پیشنهاد کردند. در این رویکرد کل ارزش به دست آمده از معدنکاری روباز با ارزش معدنکاری زیرزمینی برای هر سطح مقایسه می‌شود. از رویکرد مذکور به‌عنوان ابزاری برای تعیین عمق بهینه تغییر روش با بیش‌ترین مجموع سود از روش‌های روباز و زیرزمینی بر روی یک مدل فرضی به کار گرفته شده است (Bakhtavar, et al, ۲۰۰۸).

بخت‌آور و همکاران در پی بهبود رویکرد قبلی، الگوریتم ابتکاری بر اساس مقایسه ارزش‌های اقتصادی بلوک روش‌های روباز و زیرزمینی به همراه ارزش خالص فعلی به دست آمده از معدنکاری در سطوح مشابه برای تعیین عمق تغییر روش استخراج را معرفی کردند. در این مدل، ارزش خالص فعلی روش روباز با ارزش معدنکاری زیرزمینی در سطوح مشابه مقایسه شده است (Bakhtavar, et al., ۲۰۰۹).  
بخت‌آور و همکاران در تحقیقی دیگر مسأله حد روباز - زیرزمینی را به‌عنوان یک چالش مهم در رشته

---

۱- Camus

۲- Tulp

۳- Whittle Programming

۴- Heuristic-based Method

مهندسی معدن معرفی کردند. برای این منظور، مدلی با هدف بیشینه‌سازی سود حاصل از روش‌های روباز و زیرزمینی بر اساس برنامه‌ریزی عدد صحیح<sup>۱</sup> (۰-۱) به کار گرفتند (Bakhtavar. et al, ۲۰۱۲).

اپاکو<sup>۲</sup> با هدف شناسایی شاخص‌های مطلوب برای تعیین عمق حدی و توسعه یک مدل تصادفی با استفاده از شاخص تعیین شده، تأثیر عدم قطعیت زمین‌شناسی (عیار) در تعیین حد روباز - زیرزمینی بر روی یک کانسار طلا مورد مطالعه قرار داد. این محقق سه شاخص نسبت قیمت طلا و هزینه در هر اونس، عیار و نسبت باطله‌برداری را برای این منظور در نظر گرفت. نتایج به دست آمده توسط این محقق به این صورت است که، در زمانی که نسبت قیمت طلا به هزینه در هر اونس بیشتر از ۲، عیار بین ۴ تا ۹ گرم بر تن، نسبت باطله‌برداری بین ۳ تا ۱۵ مترمکعب بر تن و ارزش خالص فعلی مثبت باشد می‌توان روش استخراج را تغییر داد (Opoku, ۲۰۱۳).

## ۲-۲-۲- عدم قطعیت زمین‌شناسی

آرمسترونک<sup>۳</sup> و داود<sup>۴</sup> با اشاره به عدم قطعیت زمین‌شناسی به‌عنوان مهم‌ترین عامل در برنامه‌ریزی معادن، استفاده از شبیه‌سازی شرطی یا تصادفی برای ارزیابی ریسک فنی را پیشنهاد کردند (Armstrong and Dowd, ۱۹۹۴).

کوستا<sup>۵</sup> و همکاران از شبیه‌سازی شرطی برای ارزیابی ریسک در معدن زغال استفاده نموده و نشان دادند که چگونه می‌توان با استفاده از شبیه‌سازی گوسی متوالی عدم قطعیت عیار را ارزیابی کرد و همچنین چگونگی استفاده از مدل‌سازی شبیه‌سازی شده در طراحی و برنامه‌ریزی معدن را تشریح کرد (Costa, et al., ۲۰۰۰).

---

۱- integer programming

۲- Opoku

۳- Armstrong

۴- Dowd

۵- Costa



گودی<sup>۱</sup> و دیمتراکاپالوس<sup>۲</sup> نیز بیان کردند که عدم قطعیت زمین‌شناسی یکی از عوامل اصلی در برآورده نشدن انتظارات پروژه است و اهمیت کمی‌سازی عدم قطعیت زمین‌شناسی را در کاهش انحراف از اهداف تولید و افزایش یافتن ارزش پروژه نشان دادند (Godoy and Dimitrakopoulos, ۲۰۰۴).

منجری و همکاران، بر روی کانسار مس سونگون مطالعه‌ای انجام داده و مدل‌های شبیه‌سازی شده را با مدل تخمینی مقایسه کردند. درنهایت مشخص شده که مقدار ماده معدنی قابل استخراج و ارزش خالص فعلی در مدل‌های شبیه‌سازی شده میانگین بیشتری را به خود اختصاص داده‌اند (Monjezi, et al., ۲۰۱۳).

بوتین<sup>۳</sup> و همکاران، ریسک مالی در پروژه‌های استخراج معادن را یک ریسک بزرگ معرفی کردند. این محققین بیان کردند مدیریت ریسک مبتنی بر روش شبیه‌سازی مونت کارلو از جریان‌های نقدی ارزش کمی برای پروژه ایجاد کند. از طرفی ریسک مرتبط با عیار در ذخیره ماده معدنی را به‌عنوان منابع اصلی ریسک در اغلب پروژه‌های معادن معرفی کردند. این محققین در تحقیق خود از روش شبیه‌سازی شرطی، برای کمی‌سازی عدم قطعیت عیار ماده معدنی استفاده کردند و روش خود را یک ابزار قدرتمند مدیریت ریسک برای شناسایی ریسک و کاهش ریسک در مراحل پیش امکان‌سنجی یک پروژه معدن معرفی کردند و در یک کانسار مس در شیلی به کار گرفتند (Botin, et al., ۲۰۱۳).

فتح‌آبادی و همکاران، نقش عدم قطعیت عیار در تعیین حد روباز - زیرزمینی معدن بوکسیت گلبنی دو جاجرم را مورد مطالعه قرار دادند. بدین منظور توزیع عیار کانسار با استفاده از روش تخمینی کریجینگ و روش شبیه‌سازی گاوسی متوالی، حد روباز - زیرزمینی به‌صورت جداگانه در شرایط مشابه تعیین شد. مطالعات آن‌ها نشان می‌دهد که عدم قطعیت عیار در تعیین حد روباز - زیرزمینی نقش قابل توجهی دارد (فتح‌آبادی و همکاران، ۱۳۹۱).

---

۱- Godoy  
۲- Dimitrakopoulos  
۳- Botin

## ۲-۲-۳- عدم قطعیت اقتصادی

رویکرد مدرن برای قیمت‌گذاری اختیارات وابسته به مسیر با مدل بلک-شولز آغاز شد. بلک<sup>۱</sup> و شولز<sup>۲</sup> گام بزرگی در قیمت‌گذاری اوراق اختیارات معامله برداشتند، نتیجه کار آن‌ها ارائه مدلی بود که تحت عنوان "مدل بلک-شولز" معروف شد. این مدل تأثیر زیادی در نحوه قیمت‌گذاری و پوشش ریسک اختیار معامله داشته است. (Blak and Scholse, ۱۹۷۳). در پی بهبود این تئوری کاکس<sup>۳</sup> و همکاران برای اولین بار روش درخت دوجمله‌ای را به‌عنوان یکی از روش‌های حل مسائل در نظریه اختیارات واقعی با رویکردی ساده جهت قیمت‌گذاری اختیارات معرفی کردند (Cox, et al, ۱۹۷۹).

دیمیتراکاپالوس و عبدالصبور روش ارزیابی اختیارات حقیقی را با روش‌های سنتی محاسبه NPV مقایسه کردند. این محققین مزایای زیاد کاربرد اختیارات حقیقی در کسب‌وکارهایی مانند معدن که در آن عدم قطعیت و نا اطمینانی از مشخصه‌های اساسی این صنعت است، را نشان دادند. به گفته آن‌ها، رویکرد اختیارات واقعی در ارزیابی پروژه معدن دقیق‌تر است و این به طور عمده به دلیل در نظر گرفتن عدم قطعیت و انعطاف‌پذیری مدیریت با توجه به شرایط بازار است (Dimitrakopoulos and Abdel Sabour, ۲۰۰۷).

اسلید<sup>۴</sup> اطلاعات ۲۱ معدن مس در کانادا را برای ارزیابی انعطاف‌پذیری مدیریتی با توجه به اختیارات تعطیلی موقت، بازگشایی مجدد، گسترش و رهاسازی، جمع‌آوری کرد. در ادامه با اشاره به مشکل عدم وجود اطلاعات و تعداد مشاهدات از صنعت در مقایسه با بازارهای مالی، عنوان کرد با بررسی دقیق این مسأله می‌توان تغییرات اساسی در تصمیم‌گیری سرمایه‌گذاری با رویکرد اختیارات واقعی ایجاد کرد (Slade, ۲۰۰۱).

---

۱ - Blak  
۲ - Scholse  
۳ - Cox  
۴ - Slade

توپال<sup>۱</sup> با استفاده از روش‌های جریان نقدی تنزیل شده، آنالیز درخت تصمیم‌گیری<sup>۲</sup>، شبیه‌سازی مونت کارلو و رویکرد اختیارات واقعی در ارزیابی از پروژه معدن طلا و با مقایسه نتایج حاصل از هر روش به این نتیجه رسید که رویکرد اختیارات واقعی ارزش پروژه را بسیار بالاتر از دیگر روش‌ها برآورد می‌کند. این محقق بیان کرد، پروژه‌هایی مانند صنعت معدن که عملیات در شرایط عدم قطعیت صورت می‌گیرد، مدیریت باید با توجه به شرایط بازار انعطاف‌پذیری مؤثر و استراتژیک داشته باشد که این امر با رویکرد اختیارات واقعی قابل‌دستیابی است (Topal, ۲۰۰۸).

شفیعی و همکاران در مقاله‌ای با بررسی ادبیات رویکرد اختیارات واقعی و با مقایسه سرمایه‌گذاری در پروژه معدن با دیگر صنایع دریافتند که سرمایه‌گذاری در معدن تا حدودی برگشت‌ناپذیر است. آن‌ها بیان کردند در اکثر روش‌های ارزیابی برای سادگی فرض می‌شود که برخی از متغیرها مانند نرخ تولید، هزینه عملیاتی، هزینه ثابت و زمان عمر معدن ثابت است. در ادامه کار روشی جدید با هدف حداکثرسازی ارزش پروژه را معرفی نمودند که در این روش تمام هزینه‌ها را به‌عنوان تابعی از نرخ تولید در رویکرد اختیارات واقعی اضافه کردند که این امر باعث افزایش ارزش پروژه شد (Shafiee, et al., ۲۰۰۹).

عبدل صبور<sup>۳</sup> و دی‌میتراکاپلوس در تحقیقی یک روش برای یکپارچه‌سازی عدم قطعیت اقتصادی و انعطاف‌پذیری عملیاتی در طراحی معادن روباز به کار گرفتند. آن‌ها با روش‌های پیشرفته مدل‌سازی مانند شبیه‌سازی مونت کارلو و رویکرد اختیارات واقعی، عدم قطعیت یک معدن مس را مورد ارزیابی و مطالعه قرار دادند (Abdel Sabour and Dimitrakopoulos, ۲۰۱۱).

دهقانی و عطایی پور، با در نظر گرفتن عدم قطعیت اقتصادی به‌عنوان مهم‌ترین عامل تأثیرگذار در فرآیند ارزیابی به ارزیابی پروژه معدن مس Cayeli پرداختند. آن‌ها برای محاسبه ارزش خالص فعلی (NPV) از رویکرد شبکه دوجمله‌ای استفاده و عدم قطعیت قیمت فلز و عدم قطعیت هزینه‌های عملیاتی را به‌عنوان پارامترهای اقتصادی در سه حالت مورد ارزیابی قرار دادند، و با تحلیل حساسیت<sup>۴</sup> نشان دادند

---

۱- Topal

۲- Decision Tree

۳- Abdel Sabour

۴- Sensitivity analysis

که حتی با تغییر پارامترهای اقتصادی، NPV محاسبه شده در حالت عدم قطعیت قیمت فلز و عدم قطعیت هزینه‌های عملیاتی بیش‌ترین مقدار است (Dehghani and Ataee-pour, ۲۰۱۲a).

دهقانی و همکاران، به‌منظور برطرف کردن ناکارآمدی روش درخت دوجمله‌ای در مطالعات هم‌زمان چندین عدم قطعیت، یک مدل جدید ارزیابی با عنوان روش هرمی و بر مبنای روش اختیارات واقعی توسعه دادند. از این‌رو، به‌منظور کارایی روش هرمی، ارزش خالص کنونی معدن مس Cayeli را تحت شرایط عدم قطعیت اقتصادی و با استفاده از انعطاف‌پذیری مدیریتی محاسبه کردند. نتایج این تحقیق نشان داد که با در نظر گرفتن عدم قطعیت اقتصادی در روش هرمی، مقدار ارزش پروژه بیشتر و قابل‌اعتمادتر است (Dehghani, et al., ۲۰۱۴).

## ۲-۳- انتخاب روش معدنکاری

به‌طور کلی کانسارها از لحاظ انتخاب روش استخراج روباز و زیرزمینی، می‌توان به چهار گروه تقسیم

نمود:

الف) کانسارهایی که به دلیل نزدیکی به سطح زمین، تنها برای استخراج به روش روباز مناسب هستند.  
ب) کانسارهایی که از سطح زمین و یا نزدیکی آن تا اعماق زیاد گسترش دارند. شروع استخراج این کانسارها با روش روباز است ولی باید با یکی از روش‌های استخراج زیرزمینی بهره‌برداری از آن‌ها ادامه یابد.

ج) کانسارهایی که در گذشته با یکی از روش‌های زیرزمینی استخراج می‌شدند، ولی با تغییرات قیمت و پیشرفت فناوری، در حال حاضر روش روباز برای آن‌ها مناسب‌تر است.

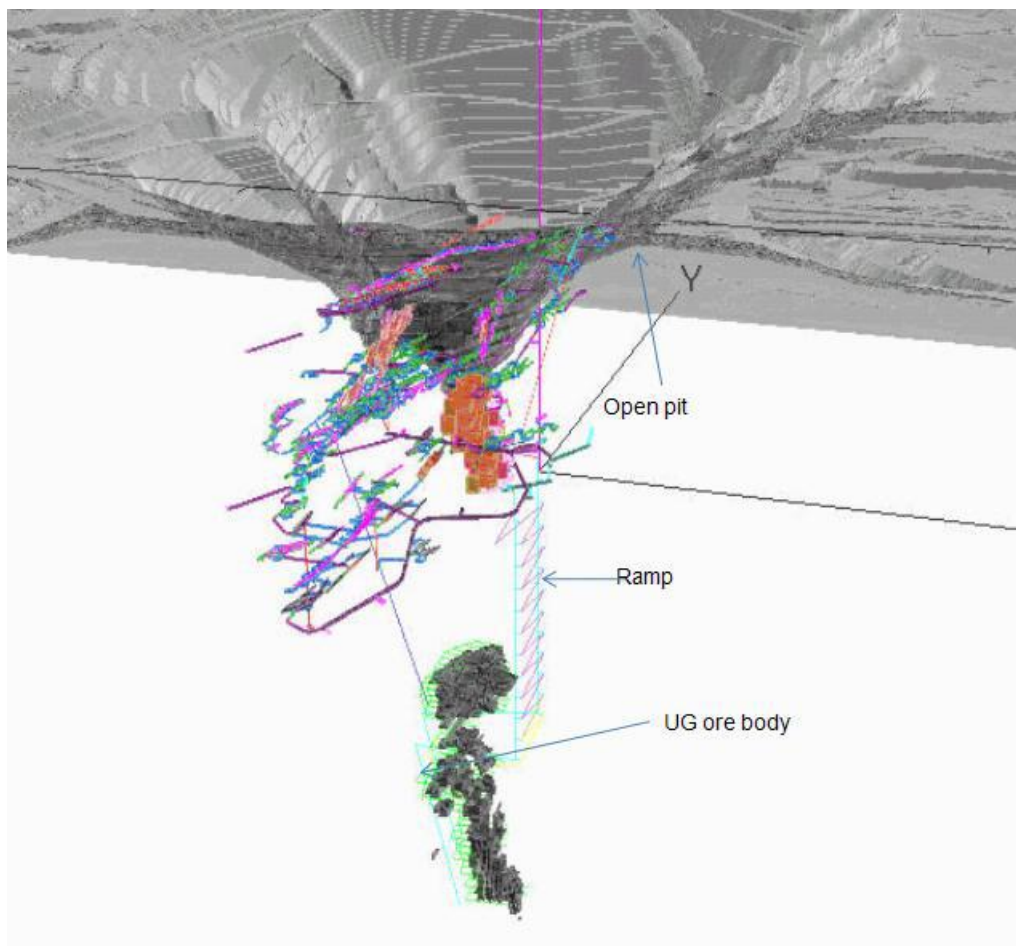
د) کانسارهایی که از عمق زیادی نسبت به سطح زمین شروع می‌شوند و استخراج آن‌ها تنها با روش‌های زیرزمینی امکان‌پذیر است.

به‌منظور انتخاب روش معدنکاری و رده‌بندی هر کانسار در یکی از گروه‌های یادشده باید مطالعات فنی و اقتصادی انجام گیرد. انتخاب روش‌های روباز و زیرزمینی یا ترکیبی از هر دو به عواملی از قبیل

خصوصیات هندسه کانسار (مانند وسعت، شکل و عمق کانسار)، سرمایه مورد نیاز و هزینه‌های عملیاتی، ایمنی، الزامات زیست‌محیطی و اجتماعی، بهره‌وری، ظرفیت ماشین‌آلات در دسترس و غیره بستگی دارد (Hartman, ۱۹۹۲). در صورتی که کانسار مورد بررسی در گروه دوم کانسارهای چهارگانه قرار گیرد، از جنبه‌های اقتصادی باصرفه‌تر خواهد بود که از ترکیب روش‌های روباز و زیرزمینی برای استخراج کانسار استفاده شود. یعنی پس از شروع استخراج کانسار از سطح یا نزدیکی سطح زمین به روش روباز و ادامه آن، عمق یا مرزی وجود خواهد داشت که در صورت تغییر روش و ادامه روند استخراج با یکی از روش‌های زیرزمینی، سود کلی بیشتری حاصل خواهد شد. عمق یا مرزی که روش استخراج در آن تغییر می‌کند، عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی گفته می‌شود.

## ۲-۴- تعیین حد روباز - زیرزمینی

عمق تغییر روش استخراج در حالت کلی در سه حالت، تغییر روش از روباز به زیرزمینی، زیرزمینی به روباز و یا ترکیبی از هر دو روش روباز و زیرزمینی به صورت هم‌زمان برای دستیابی به افزایش عمر تولید یا افزایش تولید تعیین می‌شود. در اکثر موارد، در معدنکاری با روش روباز با عمیق‌تر شدن پیت با توجه به ملاحظات اقتصادی و زیست‌محیطی و همچنین افزایش میزان باطله‌برداری در این روش استخراج، حالت تغییر روش از روباز به زیرزمینی بیشتر مورد بحث و بررسی قرار می‌گیرد. به عنوان مثال، اگر کانسار وسیع و دارای گسترش از سطح با عمق زیاد باشد، بخشی از کانسار که در نزدیکی سطح زمین است به طور معمول با روش روباز برای کسب درآمد استخراج می‌شود. در حالی که، قسمت‌های عمیق‌تر برای استخراج زیرزمینی آماده‌سازی می‌شوند. شکل ۱-۲ عمق حدی با توجه به تغییرات زیاد هندسه ماده معدنی در انتهای کانسار را نشان می‌دهد. در این کانسار افزایش زیاد نسبت باطله‌برداری و همچنین کاهش تولید منجر به تغییر روش معدنکاری از روباز به زیرزمینی شده است (Opoku, ۲۰۱۳).



شکل ۱-۲ - حد روباز - زیرزمینی با توجه به تغییرات زیاد هندسه ماده معدنی (Opoku, ۲۰۱۳)

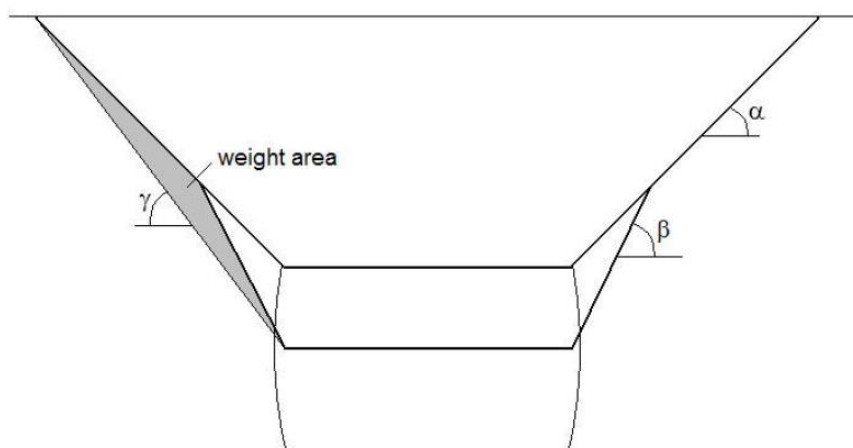
در اکثر معادن گزینه زیرزمینی یا رویکرد ترکیبی تنها در زمانی که روش روباز قادر به پاسخ‌گویی نیازهای مورد انتظار نیست، در فرآیند تصمیم‌گیری برای طرحی و برنامه‌ریزی در نظر گرفته می‌شود. این یک پدیده رایج برای تعیین ارتباطی مطلوب بین روش روباز و روش زیرزمینی در پیوستگی تولید است، و اجرای روش‌های جایگزین معادن روباز تلاشی برای کاهش هزینه باطله‌برداری و افزایش عمر تولید در آینده است. در یک تعریف اولیه از این عمق می‌توان گفت "استخراج روباز تا عمقی ادامه می‌یابد که هزینه استخراج ماده معدنی در روش روباز با روش زیرزمینی برابر شود" (Nilsson, ۱۹۸۲). این عمق، حد روباز - زیرزمینی یا عمق حدی نامیده می‌شود.

در تعیین حد روباز - زیرزمینی عوامل متعددی از قبیل قیمت ماده معدنی، زاویه شیب، عیار، نرخ بهره<sup>۱</sup> و هزینه‌های معدنکاری تأثیرگذار هستند. در معادن روباز افزایش عمق، منجر به کوچک‌تر شدن محیط کاری در انتهای پیت و در نتیجه کاهش بازدهی تولید می‌شود و از طرفی با افزایش نسبت باطله‌برداری و افزایش فاصله حمل‌ونقل، افزایش هزینه معدنکاری را در پی خواهد داشت. لذا، با کاهش (افزایش) هزینه‌های استخراج روباز، حد نهایی پیت یا عمق حدی بیشتر (کمتر) می‌شود. در روش‌های زیرزمینی نیز هزینه معدنکاری بستگی به انتخاب روش معدنکاری دارد. به‌عنوان مثال، روش‌های تخریبی<sup>۲</sup> نسبت به روش‌های با نگهداری<sup>۳</sup>، به هزینه معدنکاری بسیار کمتری نیازمند هستند. در حالت کلی، با کاهش (افزایش) هزینه‌های استخراج زیرزمینی عمق حدی کمتر (بیشتر) خواهد شد.

زاویه شیب<sup>۴</sup> یکی دیگر از عوامل تأثیرگذار در تعیین حد روباز - زیرزمینی است. در معادن روباز تغییرات زاویه شیب منجر به تغییرات نسبت باطله‌برداری می‌شود. با افزایش عمق معادن روباز این پارامتر اهمیت بیشتری پیدا می‌کند. از طرفی، محدودیت پایداری شیب<sup>۵</sup> محدودکننده زاویه شیب در طراحی معادن روباز است. لذا، احتمال تغییرات زاویه شیب برای بهینه‌سازی عمق حدی یا بهینه‌سازی هزینه و سود بسیار محدود است. یکی از روش‌های افزایش حد نهایی معادن روباز شکستن زاویه شیب در چندین پله آخر در راستای شیب نهایی معدن است. برای درک بیشتر شکل ۲-۲ نشان داده شده است. در این روش با اطمینان از ثبات ژئوتکنیکی<sup>۶</sup> در بلندمدت، با تغییر زاویه شیب در پله‌های آخر، تنها چندین پله به عمق حدی اضافه خواهد شد (Visser, ۲۰۰۶).

---

۱- Interest rate  
 ۲- Caving Methods  
 ۳- Supported Methods  
 ۴- Slope angle  
 ۵- Slope Stability  
 ۶- Geotechnical



شکل ۲-۲- دید کلی از شکستن شیب در پله‌های پایین (Visser, ۲۰۰۶)

برای تعیین حد روباز - زیرزمینی در چند دهه گذشته دیدگاه‌های متعددی ارائه شده است. به‌طور کلی برای تعیین حد روباز - زیرزمینی دو روش کلی زیر توسعه یافته است.

الف- روش نسبت باطله‌برداری تعادلی

ب- روش بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی

الگوریتم‌های ریاضی نیز برای بهینه‌سازی عمق تغییر روش در استخراج ترکیبی به کار گرفته شده است. در واقع این الگوریتم‌ها نیز از اصول روش حداکثر ارزش خالص فعلی مجموع روباز و زیرزمینی پیروی می‌کنند، با این تفاوت که تا حدی معادلات هندسی و ریاضی مربوط به ذخیره را در محاسبات اضافه کرده‌اند (فتح‌آبادی و همکاران، ۱۳۹۱).

## ۲-۴-۱- روش نسبت باطله‌برداری

اولین روش ارائه شده برای تعیین عمق حدی روش نسبت باطله‌برداری<sup>۱</sup> است. در این روش پارامتر شناخته شده به‌عنوان SR (نسبت باطله‌برداری) نشان‌دهنده مقدار باطله‌ای است که باید برای استخراج یک واحد ماده معدنی برداشته شود (Hartman, ۱۹۹۲).

<sup>۱</sup>- Stripping Ratio



## ۲-۴-۱-۱- نسبت باطله برداری کلی

نسبت باطله برداری کلی<sup>۱</sup> (OSR) تناسب کل حجم روباره یا پوشان سنگ<sup>۲</sup> موجود در محدوده نهایی معدنکاری روباز به کل ذخیره ماده معدنی قابل استخراج است. به عبارت دیگر، با توجه به رابطه ۲-۱، نسبت حجم یا تناژ کل باطله به حجم ماده معدنی در محدوده نهایی به عنوان OSR تعریف شده است (Hartman, ۱۹۹۲).

$$OSR = \frac{V_w}{V_o} \quad (۱-۲)$$

که در آن:

OSR: نسبت باطله برداری کلی،  $V_w$ : حجم باطله برداشت شده،  $V_o$ : حجم ماده معدنی برداشت شده است. در رابطه ۲-۱ از تناژ نیز می توان برای محاسبات استفاده نمود.

## ۲-۴-۱-۲- نسبت باطله برداری تعادلی

نسبت باطله برداری تعادلی روباز و زیرزمینی مشخص کننده حداکثر محدوده باطله برداری است که در آن عملیات معدنکاری روباز قابل اجرا است. در این روش و در انتخاب یکی از دو روش استخراج روباز و زیرزمینی به استثنای زمانی که مزایای استفاده یکی از دو روش به طور کامل آشکار است، مقایسه بازده اقتصادی عملیات آن ها ضرورت دارد. در این روش شاخص اصلی به کار رفته برای ارزیابی اقتصادی در روش روباز، نسبت باطله برداری است. به عبارت دیگر، عامل تعیین کننده روش معدنکاری، هزینه باطله برداری به ازای استخراج ماده معدنی است.

۱- overall stripping ratio (OSR)

۲- Overburden

اگر عملیات به مرحله‌ای برسد که هزینه باطله‌برداری به ازای استخراج یک تن ماده معدنی بیش از نسبت مجاز شود، ممکن است استخراج به روش زیرزمینی اقتصادی تر شود. با معادله ۲-۲ می‌توان نسبت باطله‌برداری مجاز را تعیین کرد (Bakhtavar and Shahriar, ۲۰۰۸).

$$ASR = \frac{C_{ug} - C_{op}}{C_w} \quad (۲-۲)$$

که در آن:

ASR: نسبت باطله‌برداری تعادلی روباز و زیرزمینی،  $C_{ug}$ : هزینه استخراج یک تن ماده معدنی به روش زیرزمینی،  $C_{op}$ : هزینه استخراج یک تن ماده معدنی به روش روباز،  $C_w$ : هزینه یک تن باطله‌برداری به روش روباز

در این روش می‌توان مراحل زیر را برای تعیین مرز تغییر روش از روباز به زیرزمینی نیز به کار گرفت:

مرحله اول: نسبت باطله‌برداری کلی برای عمق‌های مختلف معدن روباز با استفاده از رابطه (۲-۱) تعیین شود.

مرحله دوم: نسبت باطله‌برداری تعادلی روباز و زیرزمینی از رابطه (۲-۲) تعیین شود.

مرحله سوم: عمقی که در آن نسبت باطله‌برداری کلی روباز با نسبت باطله‌برداری تعادلی برابر است به‌عنوان عمق تغییر از روش روباز به زیرزمینی می‌توان در نظر گرفت.

این روش به دلیل عدم توجه به ارزش زمانی پول، جوابی که برای عمق تغییر روش به دست می‌آورد، عمیق‌تر (دیدگاه اول درباره تعیین عمق حدی) از سایر روش‌ها است.

## ۲-۴-۲- روش بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی

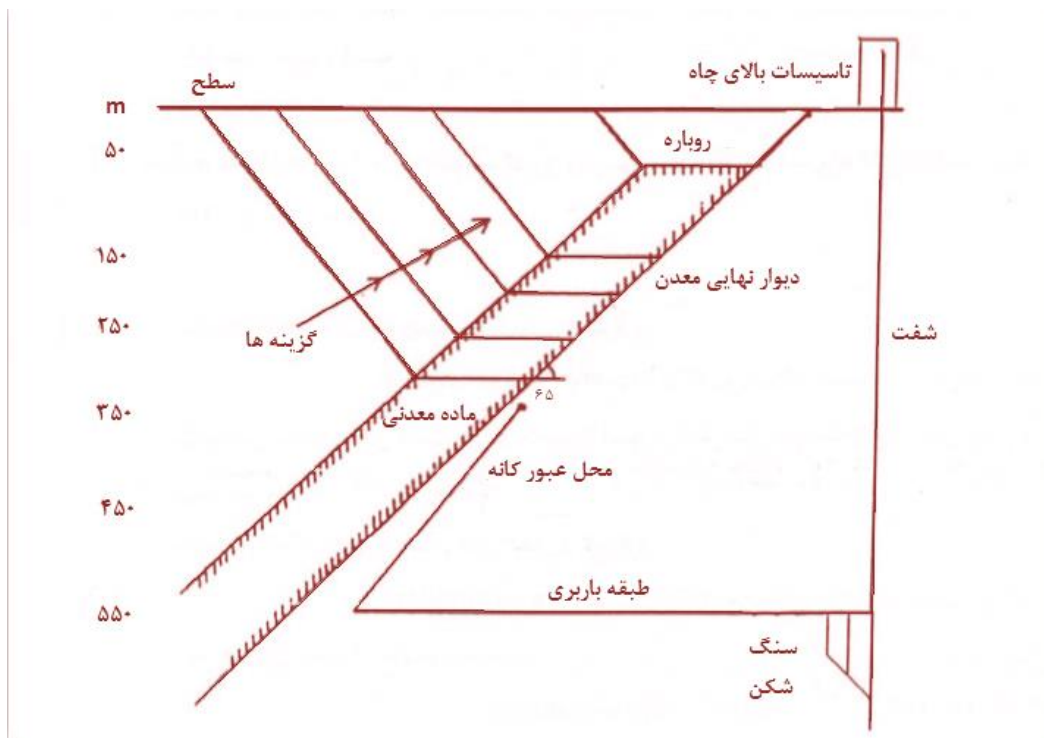
این روش در سال ۱۹۸۲ توسط نیلسون بر اساس جریان نقدینگی و ارزش خالص فعلی ارایه و در سال ۱۹۹۲ تکمیل شد. در این روش برای تعیین حد روباز - زیرزمینی، بیشینه‌سازی مجموع ارزش

خالص فعلی به دست آمده در حالت‌های انتخاب شده از هر دو روش روباز و زیرزمینی پیشنهاد شده است. طبق این پیشنهاد، حالت‌های مختلفی باید برای استخراج کانسار به صورت ترکیبی از هر دو روش روباز و زیرزمینی در عمق‌های مختلف انتخاب شود. سپس جریان نقدینگی هر یک از حالت‌ها محاسبه و ارزش خالص فعلی برای هر دو روش روباز و زیرزمینی محاسبه می‌شود. شکل ۲-۳ برای درک بهتر برش عرضی از یک کانسار فرضی پرشیب را با گزینه‌های زیرزمینی متناظر با آن‌ها نشان می‌دهد. درنهایت با توجه به پیشینه ارزش خالص فعلی به دست آمده از چندین حالت، حد روباز - زیرزمینی تعیین می‌شود. در این روش با استفاده از رابطه ۲-۳ و با یکسان کردن سال مبنا برای معدن روباز و زیرزمینی، می‌توان ارزش سرمایه‌ای خالص روباز و زیرزمینی را باهم جمع کرد و حداکثر ارزش خالص فعلی به دست آمده از هر دو روش روباز و زیرزمینی را به عنوان سودآورترین و بهترین رویکرد معرفی کرد.

$$NPV = \sum_{t=1}^T \frac{I_t}{(1+r)^t} \quad (2-3)$$

که در آن:

I: درآمد برای هر سال، r: نرخ تنزیل، t: تعداد دوره یا سال



شکل ۲-۳- نمایش یک کانسار فرضی با گزینه‌های زیرزمینی متناظر با آن‌ها (نیلسون، ۱۹۹۲)

## ۲-۵- عدم قطعیت

عدم قطعیت به وضعیتی اطلاق می‌شود که در آن، شخص نمی‌تواند با اطلاعاتی که در اختیار دارد، رفتار و سایر خصوصیات یک سیستم را از بعد کمی و کیفی به صورت دقیق توصیف، تعیین و یا پیش‌بینی کند. برنامه‌ها در دنیای واقعی همیشه از اطلاعات با قطعیت پیروی نمی‌کنند و تغییر و تحول عامل شناخته‌شده‌ای در بیش‌تر فعالیت‌های مدیریت و مهندسی است. از طرفی، همواره ریسک‌های مرتبط با یک پروژه از عدم قطعیت‌های موجود در آن پروژه ناشی می‌شوند، به طوری که می‌توان ریسک را عدم قطعیت تأثیرگذار در نتایج پروژه تعریف نمود.

پروژه‌های معدنکاری به طور معمول به دلیل ماهیت نوسان‌پذیری در قیمت کالا و همچنین عدم قطعیت ذاتی در مدل زمین‌شناسی، بسیار نامطمئن و مخاطره‌آمیز هستند. ریسک و عدم قطعیت در پروژه معدن را نمی‌توان به طور کامل حذف کرد. از این‌رو، بهترین کار به حداقل رساندن اثرات آن‌ها در

فرآیند معدنکاری است. به طور کلی، عدم قطعیت در پروژه‌های معدنی از سه منبع اصلی ناشی می‌شود (Dehghani, and Ataee-pour, ۲۰۱۲b).

۱- عدم قطعیت زمین‌شناسی

۲- عدم قطعیت اقتصادی

۳- عدم قطعیت مهندسی<sup>۱</sup>

از این رو، پروژه‌های معدنکاری یک چالش قابل توجهی را برای صاحبان و افراد مرتبط با تصمیمات سرمایه‌گذاری نشان می‌دهد. به طور کلی، صاحبان و مدیران در عملیات معدنکاری نیازمند دانستن ارزش پروژه معدن هستند، که این معیاری بنیادی برای تصمیم‌گیری نهایی در مورد پیش رفتن به سمت سرمایه‌گذاری مخاطره‌آمیز است. اما به دست آوردن ارزش پروژه‌های معدنی کار آسانی نیست. به این دلیل که، روش‌های ارزیابی و شبیه‌سازی معدن مشکل و پیچیده هستند و در آن ترکیب نظریه‌های پیشرفته زمین‌آمار، آمار، مهندسی و اقتصادی نیازمند این است که توسط تحلیل‌گران یا برنامه‌ریزان معدن به منظور ارزیابی و کمی‌سازی عدم قطعیت موجود به کار گرفته شوند. عدم قطعیت مهندسی در مرحله طراحی و برنامه‌ریزی توسط طراحان و برنامه‌ریزان می‌تواند ایجاد شود. این نوع از عدم قطعیت می‌تواند شامل مواردی از قبیل تعیین ارتفاع پله در استخراج روباز، تعیین ارتفاع کارگاه در روش زیرزمینی، کنترل عیار برنامه‌ریزی شده، انتخاب روش حفاری در روش زیرزمینی، پارامترهای ژئوتکنیکی و غیره است. با این حال، با توجه به هدف تعیین شده در این پایان‌نامه، در ادامه به بررسی عدم قطعیت‌های زمین‌شناسی و اقتصادی پرداخته می‌شود.

## ۲-۵-۱- عدم قطعیت زمین‌شناسی

ایجاد پروژه‌های معدنی یکی از سرمایه‌گذاری‌های مخاطره‌آمیز و در عین حال یکی از سودمندترین مشاغل در بازار کسب و کار محسوب می‌شود. عدم قطعیت در عیار و تناژ کانسار یکی از منابع اصلی ریسک

۱- engineering uncertainties

تأثیرگذار در تصمیمات سرمایه‌گذاری در معادن هستند. از این رو، ترکیب پیچیده عدم قطعیت‌ها منجر به چالش کشیدن طراحان و برنامه‌ریزان معادن برای تعیین متغیرهای طراحی با اطمینان بالا و معقول شده است.

روش معمول برای برنامه‌ریزی معادن روباز با مدل‌سازی کانسنگ بر اساس داده‌های گمانه‌ای و اطلاعات زمین‌شناسی شروع می‌شود. اما به دلیل هزینه بالای مراحل اکتشاف و اطلاعات محدود به دست آمده از حفاری‌ها، اطلاعات زمین‌شناسی و محتوای فلز در یک کانسار معدنی بسیار نامشخص هست. از طرفی، روش‌های متعارف برای ارزیابی منابع کانسنگ مبتنی بر تخمین مقادیر ثابت از قبیل عیار و تناژ، بدون در نظر گرفتن عدم قطعیت مرتبط با این تخمین هستند.

کریجینگ به‌عنوان مفیدترین روش برآورد زمین‌آماری از سه دهه گذشته برای توصیف تغییرات مکانی و پیش‌بینی عیار کانسنگ به کار گرفته می‌شود. کریجینگ همچنین به دلیل داشتن دو شرط لازم و کافی یعنی میانگین خطای تخمین برابر صفر و حداقل واریانس تخمین، "بهترین برآوردگر خطی ناریب" نامیده می‌شود (Soltani, et al, ۲۰۱۴). در روش کریجینگ اگر هدف از تخمین دستیابی به مقادیر میانگین بر جای یک متغیر باشد، کریجینگ روش مفیدی خواهد بود. اگرچه در این روش حداقل شدن خطا تضمین می‌شود، اما همواره رسیدن به کمترین خطا، دلیل بهینه بودن تخمین نیست. اگر هدف تخمین، ارزیابی شدت تغییرپذیری یک متغیر باشد، کریجینگ معایبی دارد. دستیابی به حداقل پراش تخمین عیار منجر به هموارسازی مقادیر عیار تخمین‌زده می‌شود. نتیجه این هموارسازی این است که عیار بلوک‌های تخمینی پراش کمتری نسبت به عیارهای واقعی خواهند داشت. مهم‌ترین خاصیت شبیه‌سازی زمین‌آماری این است که به جای بهترین تخمین، مجموعه‌ای از مدل‌های ممکن را تولید می‌کند و لذا دامنه‌ای از حالت‌های ممکن را می‌تواند به نمایش بگذارد و شبیه‌سازی شرطی برخلاف روش‌های رایج تخمین زمین‌آماری که با نوعی هموارسازی مواجه هستند، ابزاری برای کمی کردن میزان ریسک همراه با عیار و شاخص‌های طراحی و برنامه‌ریزی تولید را فراهم می‌آورد (فتح‌آبادی و همکاران، ۱۳۹۱).

به طور کلی، دودسته اصلی از روش‌های ارزیابی قابلیت اطمینان<sup>۱</sup> وجود دارد (Billinton and Allan, ۱۹۹۲):

۱. روش‌های تحلیلی<sup>۲</sup>

۲. روش‌های شبیه‌سازی

روش‌های تحلیلی سیستم را با مدل ریاضی نشان می‌دهند و برای ارزیابی شاخص‌های قابلیت اطمینان این مدل از راه‌حل‌های ریاضی استفاده می‌شود. در حالی که، در روش شبیه‌سازی برآورد شاخص‌های عدم قطعیت بر مبنای شبیه‌سازی فرآیند واقعی و مطالعه رفتار احتمالاتی از یک سیستم صورت می‌گیرد. لذا، در این روش رفتار مسئله به عنوان یک سری از آزمایش‌های واقعی است. در هر دو روش مزایا و معایب وجود دارد. به طور کلی شبیه‌سازی نیاز به مقدار زیادی زمان برای محاسبات دارد و اگر روش‌های تحلیلی جایگزین در دسترس باشند به صورت گسترده استفاده نمی‌شوند (Billinton and Allan, ۱۹۹۲).

## ۲-۵-۱-۱- شبیه‌سازی زمین‌آماري

شبیه‌سازی زمین‌آماري مفهومی توسعه‌یافته از شبیه‌سازی مونت‌کارلو<sup>۳</sup> برای تحلیل و نمایش ساختار فضایی است. در واقع شبیه‌سازی مونت‌کارلو قلب شبیه‌سازی زمین‌آماري است. در سال ۱۹۶۹ ونیکف<sup>۴</sup> شبیه‌سازی را سیستمی از مدل‌ها با شباهتی مشخص به سیستم اولیه معرفی نمود. کلمه مدل برگرفته از واژه لاتین (Modus) به معنی اندازه‌گیری شده یا تصویر است. در حالت کلی، شبیه‌سازی فرآیند طراحی مدل‌هایی از یک سیستم واقعی است و این مدل‌ها برای انجام آزمایش‌هایی به منظور درک رفتار سیستم و یا ارزیابی حالت‌های مختلف برای بهره‌برداری از سیستم به کار گرفته می‌شود. در

۱- Reliability

۲- Analytical Methods

۳- Monte Carlo Simulation

۴- Venikov

زمین‌آمار این چنین مدل‌هایی برای نمایش توزیع فضایی متغیر مانند عیار ماده معدنی تولید می‌شوند (Vann, et al. ۲۰۰۲).

کریجینگ به عنوان مفیدترین روش برآورد زمین‌آماري به منظور دستیابی به حداقل پراش تخمین عیار منجر به هموارسازی مقادیر عیار تخمین زده می‌شود. نتیجه این هموارسازی این است که عیار بلوک‌های تخمینی پراش کمتری نسبت به عیارهای واقعی خواهند داشت. در طراحی معادن هدف از تخمین، ارزیابی شدت تغییرپذیری متغیر عیار است که در روش کریجینگ امکان آشکارسازی تغییرپذیری‌ها و نوسانات فضایی وجود ندارد، زیرا این روش‌ها متکی به نوعی میانگین‌گیری هستند که هموارسازی و کاهش دامنه نوسان عیار تخمینی از ویژگی‌های این روش‌ها است. اثر هموارسازی و کاهش وسیع تغییرات عیار مهم‌ترین ویژگی منفی برآوردگر کریجینگ است. شبیه‌سازی زمین‌آماري به طور گسترده برای غلبه بر این مشکل و جلوگیری از اثر هموارسازی روش‌های تخمینی مورد استفاده قرار گرفته می‌شود. شبیه‌سازی زمین‌آماري نه تنها توانایی برآورد توزیع فضایی متغیر ناحیه‌ای را دارد بلکه هر دو عدم قطعیت مکانی و فضایی را ارزیابی می‌کند (Soltani, et al, ۲۰۱۴).

یکی از مهم‌ترین خاصیت‌های شبیه‌سازی زمین‌آماري این است که به جای بهترین تخمین، مجموعه‌ای از تحقق‌های هم احتمال با کانسار را تولید می‌نماید. در شبیه‌سازی با تولید مجموعه‌ای از تصاویر یا تحقق‌ها از سیستم واقعی، محدوده‌ای از احتمالات امکان‌پذیر نشان داده می‌شود.

الگوریتم‌های شبیه‌سازی تصادفی بسیاری برای غلبه بر این مشکلات پیشنهاد شده است و در میان آن‌ها شبیه‌سازی شرطی<sup>۱</sup> نوع خاصی از شبیه‌سازی زمین‌آماري است که ضمن تولید تحقق‌ها، هیستوگرام و واریوگرام داده‌های اولیه را بازسازی نموده و همچنین داده‌های معلوم را با همان مقادیرشان در فضا حفظ می‌کند. در این حالت شبیه‌سازی به شرطی انجام می‌شود که مقادیر داده‌ها در نقاط نمونه‌برداری شده تغییر نکند. در شبیه‌سازی شرطی، رویکردهای متعددی در فرآیند شبیه‌سازی مورد استفاده قرار می‌گیرند در میان آن‌ها، روش شبیه‌سازی گوسی متوالی (SGS) به عنوان روشی سریع،

---

۱- Conditional simulation



ساده و انعطاف‌پذیر در بازسازی تابع توزیع تجمعی شرطی به صورت گسترده استفاده می‌شود (Soltani, et al, ۲۰۱۱; Monjezi, et al, ۲۰۱۴).

## ۲-۱-۵-۲- شبیه‌سازی گوسی متوالی

شبیه‌سازی گوسی متوالی یک الگوریتم مدل‌سازی تصادفی<sup>۱</sup> برای به دست آوردن تحقق‌های متعدد بر اساس داده‌های ورودی است. در شبیه‌سازی شرطی متوالی، هر یک از تحقق‌های متوالی شبیه‌سازی شده مبتنی بر تابع توزیع تجمعی شرطی نرمال<sup>۲</sup> هستند. در این روش ترتیبی، حالت شرطی با استفاده از داده‌های اصلی و همچنین داده‌های شبیه‌سازی شده در مراحل قبلی، ایجاد می‌شود (Monjezi, et al, ۲۰۱۳).

در الگوریتم شبیه‌سازی گوسی متوالی، گره‌ها (بلوک یا نقاط عیار) به صورت تصادفی با استفاده از داده‌های اصلی و همچنین داده‌های شبیه‌سازی شده در مراحل قبلی شبیه‌سازی می‌شوند. برای انجام الگوریتم شبیه‌سازی گوسی متوالی، استفاده از داده‌های استاندارد نرمال یا استاندارد گوسی مورد نیاز است. همچنین مدل واریوگرام برازش شده با داده‌های تبدیل یافته برای ادامه یافتن الگوریتم لازم است (Costa, et al., ۲۰۰۰).

مراحل اساسی الگوریتم شبیه‌سازی گوسی متوالی به شرح زیر است (Costa, et al., ۲۰۰۰):

- به دست آوردن هیستوگرام برای نمایش داده‌های ورودی اصلی و ادامه فرآیند با تبدیل داده‌های اصلی به یک توزیع نرمال استاندارد.
- انجام واریوگرافی<sup>۳</sup> با استفاده از داده‌های تبدیل یافته یا داده‌های نرمال استاندارد شده
- انتخاب یک مسیر تصادفی یا یک گره از شبکه به منظور شبیه‌سازی
- تخمین گره انتخابی با استفاده از روش کریجینگ با داده‌های اصلی و مقادیر شبیه‌سازی شده

۱- Stochastic modeling

۲- Normal cumulative distribution

۳- Variography

- رسم هیستوگرام از ارزش احتمالی برای گره انتخابی یا ساخت یک توزیع نرمال با میانگین و واریانس محاسبه شده از مرحله قبل
- انتخاب یک مقدار تصادفی از هیستوگرام یا توزیع مذکور و قرار دادن آن به عنوان ارزش این گره در شبکه
- تکرار مراحل ۳ به بعد تا زمانی که تمام گره‌های شبکه به صورت تصادفی انتخاب و دارای مقدار (عیار) شوند.
- تبدیل معکوس داده‌ها به حالت اولیه
- انجام مراحل ۱ تا ۸ به منظور تولید یک شبیه‌سازی دیگر
- انجام مراحل فوق به منظور دستیابی به تحقق‌های مورد نیاز
- اعتبارسنجی نتایج حاصل از شبیه‌سازی‌ها

## ۲-۵-۲- عدم قطعیت اقتصادی

عدم قطعیت اقتصادی یکی دیگر از منابع عدم قطعیت است که با پیش‌بینی و برآورد پارامترهای اقتصادی در طول عمر پروژه معرفی می‌شود. قیمت و هزینه نتیجه شرایط اقتصادی بازار هستند و نمی‌توانند پیشاپیش شناخته شوند. برآورد قیمت با توجه به پیش‌بینی عرضه و تقاضا برای منابع معدنی امکان‌پذیر است. عرضه به عنوان تابعی از تولید در طول عمر معادن و آینده پروژه‌های معدنی در نظر گرفته می‌شود. تقاضا نیز به عنوان شاخصی مانند رشد اقتصادی و کاربردهای متفاوت مواد معدنی در صنایع در نظر گرفته می‌شود.

از آنجا که تحلیل‌های اقتصادی برای دستیابی به راه‌حل یا راه‌حلهایی در آینده مورد استفاده قرار می‌گیرند، طبیعتاً مبتنی بر ارزیابی‌های وقایعی هستند که در آینده اتفاق می‌افتند. مشکل‌ترین بخش از یک تحلیل اقتصادی، ارزیابی کمیت‌های مربوط به آینده است. ارزیابی‌ها، بیشتر مبتنی بر نتایج گذشته هستند. بررسی سوابق، به جهت حصول ارزیابی‌های پرارزش، می‌بایست با استفاده از سوابق آماری،

اقتصادی و مهندسی، با قضاوت صحیح و تحلیل معقول اجرا شود. اما در هر صورت از آنجا که توجه مطالعات اقتصادی به آینده است و هیچ چیز در آینده قطعیت ندارد، نمی توان نتایج مطالعات اقتصاد مهندسی را قطعی تلقی کرد.

عدم قطعیت اقتصادی به عنوان یکی از مهم ترین منابع عدم قطعیت، تأثیر بسیاری بر ارزیابی پروژه های معدنی دارد. بر اساس مطالعات صورت گرفته، از بین پارامترهای، زمین شناسی، مهندسی و اقتصادی، قیمت مهم ترین عامل است که بیش ترین تأثیر را بر ارزش پروژه معدنی و اندازه معدن دارد. به صورت خلاصه، عامل عدم قطعیت قیمت ماده معدنی در فرآیند نهایی به دلایل زیر باید مورد توجه قرار گیرد (محمودی و همکاران، ۱۳۹۱):

الف) قیمت ماده معدنی حساس ترین عامل در بین عوامل مؤثر بر محدوده نهایی معدن است حتی از اهمیت عیار نیز بیشتر است.

ب) پیش بینی قیمت ماده معدنی با دشواری مواجه است و به هر صورت با درجه ای از عدم قطعیت مواجه است.

ج) عدم قطعیت مشاهده شده در قیمت ماده معدنی بسیار بالاست. برای مثال قیمت مس از سال ۲۰۰۳ تا سال ۲۰۰۸، یعنی طی ۵ سال که در عمر معادن بزرگ و متوسط زمان کمی به حساب می آید، ۳/۸ برابر رشد یافته و دوباره ۰/۳۸ از میزان رشد یافته تقلیل پیدا کرده است.

عدم قطعیت حاکم بر محیط صنعت معدنکاری و خطرپذیری های ناشی از آن، مدیریت این حوزه را در ارزش گذاری پروژه ها با چالش جدی مواجه می کند. اکثر شرکت های معدنی به خصوص در ایران، ارزیابی اقتصادی پروژه های خود را با استفاده از رویکرد سنتی تحلیل جریان های نقدینگی تنزیل شده<sup>۱</sup> استاندارد (DCF) انجام می دهند، در حالی که قطعی بودن اطلاعات از فرضیات اولیه این روش بوده و این موضوع با عدم قطعیت موجود در اطلاعات پروژه های معدنی در تعارض است. در رویکرد ارزیابی سنتی بر اساس DCF پاسخ پروژه به عدم قطعیت حاکم بر آن و یا به عبارت دیگر انعطاف پذیری واقعی پروژه و

---

<sup>۱</sup> - Discounted cash flow

ارزش اضافی که در پروژه ایجاد می‌کند، در نظر گرفته نمی‌شود. از این رو محققین بسیاری با انتقاد از ضعف‌های این روش، رویکردی جدید که علاوه بر در نظر گرفتن عدم قطعیت، ارزش انعطاف‌پذیری مدیریت در تصمیم‌گیری را نیز در ارزش‌گذاری لحاظ نماید، دنبال می‌کردند. از این رو، رویکرد اختیارات واقعی برای مقابله فعال و مؤثر با خطرپذیری حاکم بر محیط، توسعه‌یافته است (Topal, ۲۰۰۸; Shafiee, et al, ۲۰۰۹).

## ۲-۵-۲-۱- رویکرد اختیارات واقعی

افزایش پیچیدگی و همچنین پویایی شرایط حاکم بر فعالیت‌های اقتصادی و مالی و به تبع آن افزایش ریسک تصمیم‌گیری در زمینه سرمایه‌گذاری و یا تأمین مالی پروژه‌های اقتصادی، نیازمند روش‌های تحلیلی پیشرفته‌تر است که بتواند اطلاعات بیشتری نسبت به روش‌های کلاسیک ارزیابی طرح‌های اقتصادی ارائه دهد. این امر در طرح‌های با ریسک بیشتر از جمله سرمایه‌گذاری‌های مخاطره‌آمیز، بیش‌ازپیش مشاهده می‌شود. بر این اساس در پاسخ به نیازهای جدید، تحلیل اختیار واقعی گسترش و کاربرد زیادی پیدا کرده و رویکرد جدیدی را در ارتباط با تصمیم‌گیری‌های سرمایه‌گذاری و نیز ارزیابی طرح‌های اقتصادی فراهم می‌کند. نظریه‌ی اختیارات حقیقی برگرفته از نظریه اختیارات مالی<sup>۱</sup> با همان دیدگاه، اما نسبت به دارایی‌های فیزیکی، اقدام به تحلیل مالی پروژه‌های سرمایه‌گذاری می‌کند. ارزیابی با استفاده از روش اختیارات حقیقی بیش از دو دهه است که مورد توجه قرار گرفته است. دو کاربرد اصلی رویکرد اختیارات حقیقی در ارزش‌گذاری شرکت‌ها و نیز ارزش‌گذاری پروژه‌های سرمایه‌گذاری است. در ارزش‌گذاری پروژه‌های سرمایه‌گذاری، روش اختیارات حقیقی نوع تکامل‌یافته و پویای روش جریان نقدی تنزیل شده است که کاربردهای فراوانی در اقتصاد دارد.

رویکرد اختیارات واقعی با مقاله‌ی برنان و شوارتز در سال ۱۹۸۵ وارد پروژه‌های معدنی شد. ارزشیابی اختیارات واقعی یکی از روش‌های ارزش‌گذاری مدرن است که ابزاری را برای انطباق و

---

۱- Theory of financial options

تجدیدنظر در پروژه‌های معدنی تحت عدم قطعیت و تغییرات آینده فراهم می‌آورد (Shafiee, et al, ۲۰۰۹). ارزش‌گذاری اختیارات با استفاده از روش‌های عددی انجام می‌پذیرد که از جمله مهم‌ترین این روش‌ها می‌توان به فرآیندهای شبیه‌سازی، روش‌های شبکه‌ای و حل معادلات دیفرانسیل جزئی<sup>۱</sup> اشاره کرد. انتخاب روش مناسب برای ارزشیابی به ماهیت مسأله و میزان پیچیدگی آن بستگی دارد. بخشی از پیچیدگی مسائل مربوط به تعداد و چگونگی ارتباط اختیارات موجود در سیستم مدیریت سرمایه است. تعداد منابع عدم قطعیت پیش روی سیستم مدیریت سرمایه نیز نوع دیگری از پیچیدگی را به وجود می‌آورد. در این تحقیق، برای اتخاذ بهترین تصمیم ممکن تحت شرایط عدم قطعیت‌های قیمت و هزینه در خصوص تعیین حد روباز - زیرزمینی، این پژوهش به نحوه نگرش اختیارات واقعی توجه کرده است. ارزیابی یک پروژه منابع طبیعی تحت شرایط عدم قطعیت محصول در وهله اول نیازمند مدل‌سازی عدم قطعیت است. در این پایان‌نامه با توجه به ماهیت مسأله و قابلیت کاربرد آن از روش درخت دوجمله‌ای برای کمی‌سازی عدم قطعیت‌های قیمت ماده معدنی و هزینه‌های استخراج استفاده می‌شود.

## ۲-۵-۲-۲- روش درخت دوجمله‌ای

مدل درخت دوجمله‌ای توسط کاکس وهمکاران در سال ۱۹۷۹ ارائه شده، که زیرمجموعه و مهم‌ترین نوع از روش‌های شبکه‌ای در ارزش‌گذاری اختیارات است (Cox, et al, ۱۹۷۹). در این مدل که زمان تا سررسید به تعدادی بازه گسسته تقسیم می‌شود، ارزش‌های اختیار در هر مرحله برای کاربر قابل مشاهده است. این روش یکی از مشهورترین روش‌ها برای بررسی رفتار تغییرات قیمت سهام به صورت ناپیوسته است. مزیت مدل ارزش‌گذاری اختیار دوجمله‌ای آن است که دارای انعطاف‌پذیری، صحت و سرعت در محاسبه و دامنه وسیعی از کاربردهای اختیارات واقعی را که دارای پیچیدگی بیشتر است نیز در برمی‌گیرد (Dehghani and Atae-pour, ۲۰۱۲a).

<sup>۱</sup> - Partial Differential Equation

ساختار درخت دوجمله‌ای از شاخه‌ها و گره‌های مختلف تشکیل شده است. این ساختار تمامی مسیرهای ممکن را برای بررسی تغییرات مجاز قیمت سهام در طول عمر پروژه مدل می‌کند. هر شاخه یا مسیر در درخت ارزش‌گذاری دوجمله‌ای بیانگر مسیری ممکن از یک گره به گرهی در لایه بعدی است و هر یک از این شاخه‌ها دارای احتمال و نرخ افزایش یا کاهش گره‌های مرتبط به خود هستند. لیکن با توجه به اینکه مدل دوجمله‌ای مبتنی بر دو حالت کلی است لذا فرض می‌شود که وضعیت اقتصادی بالقوه می‌تواند بهتر و یا بدتر شود. بر این اساس احتمال بهتر شدن وضعیت و یا افزایش ارزش مورد نظر را برای یک دوره آتی  $P$  و احتمال بدتر شدن آن یا کاهش ارزش مذکور را  $1-P$  در نظر می‌گیرند. شایان توجه است که مجموع احتمالات فارغ از تعداد دوره‌ها برقرار و برابر با ۱ است. این امر نشان می‌دهد که رابطه دوجمله‌ای دربرگیرنده تمام حالات ممکن است. ارزش هر گره نیز در صورتی که متصل به شاخه بالارونده باشد از حاصل ضرب ارزش گره لایه قبلی در نرخ افزایشی به دست می‌آید. به صورت مشابه ارزش گره‌های متصل به شاخه‌های پایین‌رونده از حاصل ضرب ارزش گره لایه قبلی در نرخ کاهش می‌محاسبه می‌شود (Dehghani and Ataee-pour, ۲۰۱۲a).

تعیین احتمال تغییر (افزایش یا کاهش ارزش) حائز نقش اساسی در ارتباط با ارزش‌گذاری اختیار و به‌طور کلی ارزش‌گذاری دارایی‌ها است. این احتمال در تحلیل اختیارات واقعی بر اساس ارزش‌گذاری ریسک-خنثی<sup>۱</sup> محاسبه می‌شود. بر این اساس ارزش‌گذاری ریسک-خنثی به نحوی صورت می‌پذیرد که اثر تغییرات آتی خنثی شود. برای این منظور فرض می‌شود که برای هر یک واحد دارایی در دوره بعد دو حالت به ترتیب زیر وجود دارد:

حالت اول: اگر حالت افزایش (گام بالا) رخ دهد، ارزش دارایی  $u$ ،  $u > 1$  می‌شود.

حالت دوم: اگر حالت کاهش (گام بالا) رخ دهد، ارزش دارایی  $d$ ،  $d < 1$  می‌شود.

بر این اساس احتمال ریسک-خنثی از رابطه (۲-۴) و (۲-۵) محاسبه می‌شود:

$$P_u = \frac{(1+r)-d}{(u-d)} \quad (۲-۴)$$

---

<sup>۱</sup> Risk-neutral Pricing

$$P_d = 1 - P_u \quad (5-2)$$

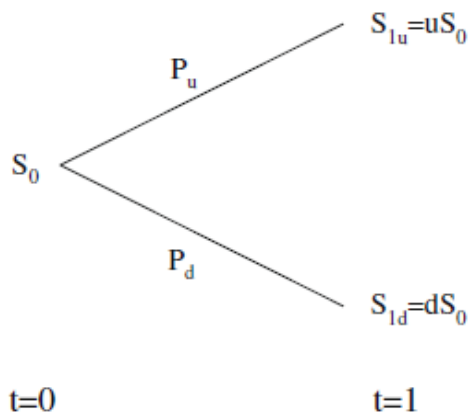
اگر ارزش گره در لایه صفر  $S$  باشد، ارزش گره متصل به شاخه بالارونده  $S.u$  و احتمال آن  $P_u$  خواهد بود و ارزش گره متصل به شاخه پایین‌رونده  $S.d$  با احتمال  $P_d$  است. پارامترهای  $u$  و  $d$  از روابط زیر محاسبه می‌شوند.

$$u = e^{\sigma\sqrt{\delta t}} \quad (6-2)$$

$$d = e^{-\sigma\sqrt{\delta t}} \quad (7-2)$$

که در آن:

$U$ : نرخ افزایشی،  $d$ : نرخ کاهش،  $\sigma$ : نوسان‌پذیری ارزش عدم قطعیت مورد نظر،  $t$ : نرخ بدون ریسک و  $\delta t$ : مدت دوره برحسب واحد زمان است.



شکل ۲-۵- شماتیکی از مدل دوجمله‌ای ارزش‌گذاری برای یک دوره

هرچند چارچوب فوق به نظر ساده می‌رسد ولیکن با افزایش تعداد سطوح برای دوره‌های آتی می‌توان به‌خوبی شرایط واقعی را مدل نمود.

## ۲-۵-۲-۳- نوسان پذیری<sup>۱</sup>

تحلیل‌های فوق نشان می‌دهد که نرخ افزایشی ( $u$ ) و نرخ کاهشی ( $d$ ) نقش اساسی در تعیین افزایش و یا کاهش ارزش و همچنین احتمال افزایش و یا کاهش را به عهده دارند. این مقادیر مبتنی بر تعیین پارامتر نوسان‌پذیری هستند. نوسان‌پذیری معیاری برای اندازه‌گیری عدم قطعیت است. با استفاده از تغییرات قیمت در گذشته، می‌توان میزان نوسان‌پذیری را تخمین زد. در اقتصاد و امور مالی، تصور کلی از انحراف استاندارد<sup>۲</sup> به نسبت متنوع است و به‌طور کلی، با نرخ سالیانه بازده سرمایه‌گذاری برای محاسبه نوسانات سرمایه‌گذاری به کار گرفته می‌شود. انحراف استاندارد همچنین به‌عنوان نوسان‌پذیری تاریخی<sup>۳</sup> شناخته می‌شود و از بازده<sup>۴</sup> دارایی‌های تاریخی محاسبه می‌شود. در نتیجه می‌توان نوسان‌پذیری را به‌عنوان مقدار بی‌نظمی در بازده دارایی‌ها تعریف کرد. مراحل تعیین نوسان‌پذیری با استفاده از داده‌های تاریخی به‌صورت زیر است (Aminul Haque, et al. ۲۰۱۴):

الف) گرفتن لگاریتم بازده از قیمت ( $u_i$ )، که مرتبط با قیمت امروز و قیمت دیروز است. و از رابطه زیر محاسبه می‌شود.

$$u_i = \ln \left( \frac{S_i}{S_{i-1}} \right) \quad (۸-۲)$$

ب) محاسبه واریانس ( $\sigma^2$ ) از لگاریتم بازده‌های به دست آمده در مرحله قبل بر اساس فرمول زیر:

$$\sigma^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (u_i - \bar{u})^2 \quad (۹-۲)$$

که در آن  $\bar{u}$  میان‌گین است که از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$\bar{u} = (1/n) \sum_{i=1}^n u_i \quad (۱۰-۲)$$

---

۱- Volatility

۲- Standard deviation

۳- Historical volatility

۴- Return



ج) با گرفتن ریشه دوم واریانس، انحراف معیار ( $\sigma$ ) به دست می‌آید و با تبدیل آن نوسان‌پذیری سالیانه محاسبه می‌شود. در نتیجه اگر قیمت تاریخی به صورت روزانه موجود باشد آنگاه نوسان‌پذیری روزانه قیمت برابر خواهد بود با:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (u_i - \bar{u})^2} \quad (11-2)$$

به طور کلی، نوسان‌پذیری سالیانه با استفاده از رابطه  $\sigma_{an} = \sigma \times \sqrt{h}$  محاسبه می‌شود. که در آن  $h$  طول یک دوره زمانی در سال است.

## ۲-۵-۲-۴- تعیین مدل بلوک اقتصادی در قالب درخت دوجمله‌ای

کمیت ارزش اقتصادی بلوک به‌عنوان یکی از مهم‌ترین پارامترها در ارزیابی پروژه معدن معرفی می‌شود. این پارامتر می‌تواند تأثیر قابل توجهی بر عواملی از قبیل محدوده بهینه پیت، توالی استخراج و ارزش خالص فعلی داشته باشد. امروزه، هدف اصلی در برنامه‌ریزی معادن روباز تعیین محدوده بهینه نهایی و برنامه‌ریزی تولید در طول عمر معدنکاری برای بیشینه‌سازی ارزش پیت تحت محدودیت‌های فنی و عملیاتی است. از این‌رو، ضروری است که ارزش اقتصادی بلوک به‌عنوان اولین مرحله از فرآیند برنامه‌ریزی معادن به‌درستی محاسبه شود. برآورد دور از واقعیت ارزش اقتصادی بلوک ممکن است منجر به ایجاد تصمیمات اشتباه از سوی مدیران شود و در نتیجه ضررهای جبران‌ناپذیری به پروژه تحمیل کند (Dehghani and Ataee-pour, 2012b). در روش‌های معمول برای محاسبه ارزش اقتصادی بلوک همواره تأکید بر ثابت فرض کردن پارامترهایی از قبیل عیار، قیمت، هزینه‌های معدنکاری و غیره است. در حالی که، این پارامترها دارای ماهیت نامشخصی هستند و فرض ثابت بودن آن‌ها منجر به بروز خطا در فرآیند محاسبه ارزش اقتصادی بلوک می‌شود و ارزش اقتصادی بلوک محاسبه شده برای ایجاد تصمیمات از اعتماد بالایی برخوردار نیست. تا به حال در اکثر تحقیقات، عدم قطعیت‌های زمین‌شناسی

به‌خصوص عدم‌قطعیت عیار در فرآیند برنامه‌ریزی معادن مورد مطالعه قرار داده شده است. در این تحقیق، ارزش اقتصادی بلوک با استفاده از فرمول ویتل<sup>۱</sup> در قالب درخت دوجمله‌ای با مدل‌سازی عدم‌قطعیت قیمت ماده معدنی و هزینه‌ها مورد بررسی قرار خواهند گرفت.

داده‌های ورودی اصلی در فرآیند تعیین مدل بلوکی اقتصادی، مجموعه‌ای از بلوک‌های ماده معدنی است که هر یک از این بلوک‌ها دارای یک ارزش اقتصادی خالص هستند. ارزش اقتصادی اختصاص داده شده به هر یک از بلوک‌ها با استفاده از اطلاعاتی از قبیل قیمت ماده معدنی، بازیابی کلی عملیات استخراج و فرآوری، هزینه‌های معدنکاری و فرآوری، و غیره محاسبه می‌شود. عمومی‌ترین رابطه برای تعیین ارزش اقتصادی بلوک رابطه ارایه شده توسط ویتل است. رابطه (۲-۱۲) معادله ارزش اقتصادی بلوک ویتل را نشان می‌دهد.

$$BEV = T_o GRP - T_o C_p - TC_m \quad (2-12)$$

که در آن:

BEV: ارزش اقتصادی بلوک،  $T_o$ : وزن ماده معدنی در بلوک برحسب تن،  $G$ : عیار ماده معدنی در بلوک،  $R$ : بازیابی کل،  $P$ : قیمت ماده معدنی،  $C_p$ : هزینه‌های فرآوری<sup>۲</sup>،  $T$ : وزن تمام بلوک شامل ماده معدنی و باطله برحسب تن،  $C_m$ : هزینه استخراج

برآورد ارزش اقتصادی بلوک با روش‌های رایج و مرسوم مبتنی بر سه فرض اساسی هستند (Dehghani and Ataee-pour, ۲۰۱۲b):

- الف) عیار ماده معدنی یا فلز محتوای هر بلوک با قطعیت در نظر گرفته می‌شود.
- ب) متغیرهای اقتصادی مانند قیمت ماده معدنی و هزینه‌های استخراج و فرآوری با قطعیت در نظر گرفته می‌شود.

---

۱ - Whittle  
۲ - Processing costs

ج) ارزش اقتصادی بلوک‌ها در حال حاضر مانند یک پارامتر ثابت محاسبه می‌شوند و فرض شده است که امکان تجدیدنظر احتمالی در آینده وجود ندارد.

در روش‌های مرسوم مانند روش لرچ‌گرسمن، بعد از تعیین ارزش اقتصادی برای هر بلوک، به‌منظور پیشینه‌سازی سود، محدوده نهایی و با هدف پیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی توالی استخراج تعیین می‌شود. بعد از تعیین توالی استخراج، با استفاده از رابطه (۲-۱۳) ارزش خالص فعلی برای محدوده معدنکاری محاسبه می‌شود.

$$NPV = \sum_{n=1}^N \frac{BEV_n}{(1+i)^n} \quad (2-13)$$

که در آن:

NPV: ارزش خالص فعلی پروژه، n: دوره‌های زمانی، i: نرخ تنزیل

در این روش‌ها، ارزش خالص فعلی بلوک‌ها بر اساس اطلاعات موجود در زمان حال محاسبه می‌شوند درحالی‌که این بلوک‌ها در سال‌های آینده، استخراج خواهند شد. از این‌رو، در نظر گرفتن عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی ضروری است.

در این تحقیق، در مرحله اول از روش درخت دوجمله‌ای برای مدل‌سازی عدم قطعیت قیمت ماده معدنی و هزینه‌های استخراج استفاده می‌شود. سپس تأثیر آن در تعیین ارزش اقتصادی بلوک‌ها مورد بررسی قرار می‌گیرد. برای تعیین عدم قطعیت قیمت و هزینه با روش درخت دوجمله‌ای و احتمال افزایش و یا کاهش آن‌ها با استفاده از اطلاعات تاریخی صورت می‌گیرد. نحوه محاسبه نوسان‌پذیری و احتمال افزایش و یا کاهش در درخت دوجمله‌ای در بخش قبل شرح داده شد. از این‌رو، درخت دوجمله‌ای قیمت و هزینه‌ها با روابط مربوطه تعیین می‌شوند. در مرحله بعد، ارزش اقتصادی بلوک با استفاده از درخت دوجمله‌ای و معادله (۲-۱۴) محاسبه می‌شود.

برای سادگی فرض می‌شود بلوک‌ها کامل ماده معدنی یا باطله هستند. برای بلوک‌های ماده معدنی ارزش اقتصادی بلوک از رابطه ۲-۱۴ و برای بلوک‌های باطله از رابطه ۲-۱۵ استفاده می‌شود:

$$BEV_n = T(G_n R_n P_{ni} - C_{nj}) \quad (۱۴-۲)$$

$$BEV_n = T \cdot OC_{nj} \quad (۱۵-۲)$$

که در آن:

$P_{ni}$ : آامین گره قیمت در  $n$ امین دوره در درخت دوجمله‌ای قیمت.

$C_{nj}$ : آامین گره هزینه در  $n$ امین دوره در درخت دوجمله‌ای کل هزینه‌ها.

$OC_{nj}$ : آامین گره هزینه در  $n$ امین دوره از درخت دوجمله‌ای هزینه استخراج است.

بنابراین، برای هر بلوک بیش از یک ارزش اقتصادی وجود دارد. این مزیت کمک می‌کند تا مدیران و برنامه‌ریزان در مورد تغییرات ناگهانی یک تصمیم‌گیری درست اتخاذ نمایند. درنهایت، با برنامه‌ریزی تولید بلندمدت تعیین شده و داشتن عیار و تناژ در سال‌های مختلف، جریان نقدینگی تنزیل یافته با رابطه (۱۶-۲) محاسبه می‌شود.

$$DCF_n = BEV_n + \frac{pr \cdot DCF_{n+1} + (1-pr) \cdot DCF_n}{(1+rf)} \quad (۱۶-۲)$$

که در آن:  $DCF_n$ : جریان نقدینگی تنزیل یافته،  $pr$ : احتمال تغییر قیمت،  $rf$ : نرخ بهره بدون ریسک

## ۲-۶- جمع‌بندی

تعیین عمق تغییر از روش روباز به زیرزمینی به علت افزایش نسبت باطله‌برداری و هزینه‌های استخراج و همچنین کاهش سود به دست آمده در روش روباز مورد توجه قرار می‌گیرد. در این فصل ضمن بررسی پیشینه تحقیق، به بررسی روش‌های تعیین حد روباز - زیرزمینی پرداخته شد. در ادامه به منظور کمی‌سازی عدم قطعیت‌های زمین‌شناسی و اقتصادی به ترتیب روش‌های شبیه‌سازی زمین‌آمار و روش درخت دوجمله‌ای مورد بررسی قرار داده شد. به طور معمول ارزش پروژه معدن تحت تأثیر بسیاری از عدم قطعیت‌های اقتصادی و فیزیکی است. از این رو، به کارگیری روش‌های کمی‌سازی عدم قطعیت در ارزیابی یک کانسار منجر به یک برآورد واقعی‌تر و قابل‌اعتماد از ارزش پروژه می‌شود.

## فصل سوم: مدل‌سازی، تخمین ذخیره و شبیه‌سازی زمین‌آماري

### ۳-۱- مقدمه

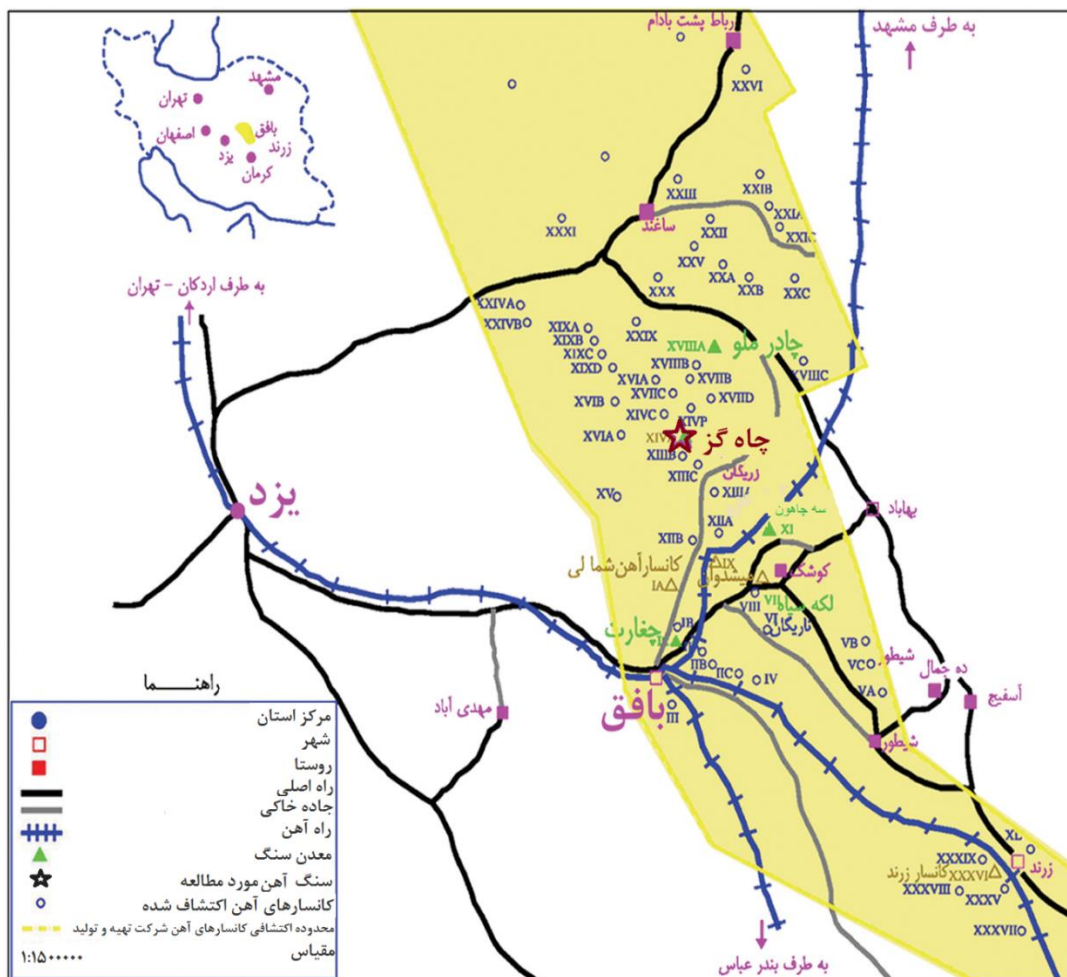
در این فصل ضمن معرفی مطالعه موردی، در ابتدا به بررسی آماری داده‌های حاصل از گمانه‌های اکتشافی کانسار چاه‌گز پرداخته شده است. پس از آن، با انتخاب بهترین کامپوزیت و تبدیل آن‌ها به توزیع نرمال، عملیات واریوگرافی صورت گرفته است. با ترسیم واریوگرام‌ها در جهات مختلف و بررسی آن‌ها بهترین واریوگرام‌ها شناسایی شده و از اطلاعات به دست آمده از این واریوگرام‌ها در تخمین و شبیه‌سازی استفاده شده است. در ادامه، با ملاک قرار دادن معیار حداقل واریانس تخمین، بهترین ابعاد برای مدل‌سازی تعیین شده و عملیات تخمین با استفاده از روش کریجینگ معمولی در مدل به دست آمده صورت گرفته است. در نهایت برای انجام عملیات شبیه‌سازی زمین‌آماری از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی با به‌کارگیری داده‌های کامپوزیت شده و خصوصیات فضایی کانسار، استفاده شده است.

### ۳-۲- معرفی مطالعه موردی - کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز

در کشور ایران، استخراج ترکیبی با هر دو روش روباز و زیرزمینی در برخی از کانسارها امکان‌پذیر است. از این‌رو، با توجه به ماهیت موضوع و قابلیت پیاده‌سازی آن، کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز با در نظر گرفتن فاکتورهای شکل، هندسه و عمق کانسار برای این منظور مناسب دیده شده است. کانسار چاه‌گز به‌عنوان یکی از آنومالی‌های مجتمع معادن سنگ‌آهن فلات مرکزی ایران، در موقعیت ۷۵ کیلومتری شمال شهرستان بافق و در ۵۵ کیلومتری شمال معدن چغارت در بین مختصات جغرافیایی ۲۹°، ۵۵° شرقی و ۷°، ۳۲° شمالی با متوسط ارتفاع ۱۷۰۰ متر از سطح دریا قرار گرفته است. بر اساس مطالعات صورت گرفته در حال حاضر نزدیک به ۳۵ آنومالی آهن‌دار با ذخیره بالغ بر ۱/۷ میلیارد تن سنگ‌آهن در مجتمع معادن سنگ‌آهن فلات مرکزی ایران، شناسایی و اکتشاف شده است (<http://www.icep.ir>). شکل ۳-۱ موقعیت جغرافیایی و راه‌های ارتباطی کانسار چاه‌گز را نشان می‌دهد.

از نقطه نظر آب‌وهوایی منطقه بافق و معدن چاه‌گز دارای آب‌وهوای گرم، خشک و کویری بوده و میزان بارش در این منطقه بسیار کم است. با توجه به شرایط فوق این معدن در تمام طول سال می‌تواند

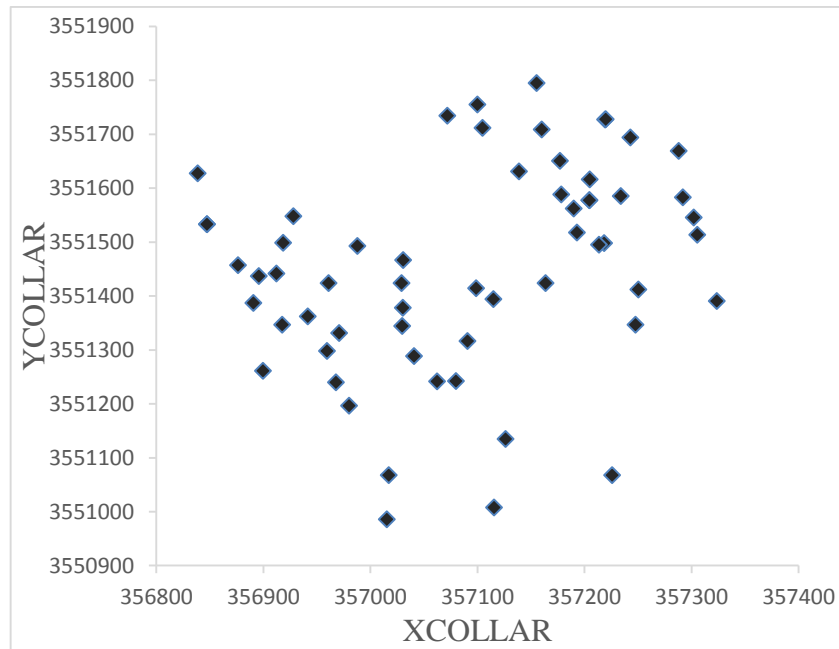
فعال باشد. از سوی دیگر به دلیل میزان بارش کم و بالا بودن شدت تبخیر منابع آب‌های سطحی و زیرزمینی در منطقه بسیار محدود بوده و جریان آب دائمی وجود ندارد.



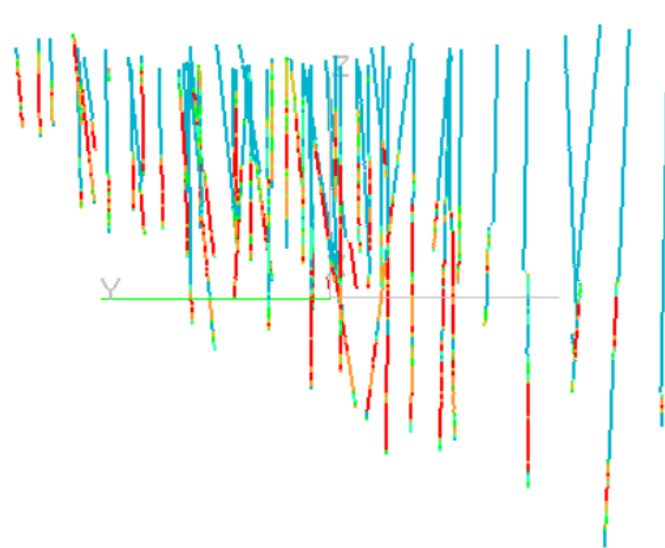
شکل ۳-۱: موقعیت جغرافیایی و راه‌های ارتباطی کانسار چاه‌گز (<http://www.news.icioc.ir>)

شروع عملیات اکتشافی در کانسار چاه‌گز از سال ۱۹۷۶ میلادی، در مجموع با حفر ۶ عدد ترانشه با مترائز ۳/۳۵۵ متر توسط شرکت تکنو اکسپورت روسیه شروع شده است. در پی این مطالعات، تعداد ۲۰ حلقه گمانه به مترائز کلی ۶/۵۹۱۴ متر توسط شرکت کاوشگران در سال ۱۳۸۵ در مرحله اکتشاف تکمیلی حفر و تعداد ۱۱۱۶ نمونه مغزه، آنالیز شیمیایی صورت گرفته است. در حال حاضر کانسار چاه‌گز دارای تعداد ۵۹ حلقه گمانه در محدوده اکتشافی مورد نظر با عمق متوسط ۳۵۰ متر است.

شکل (۳-۲-الف) موقعیت دوبعدی و شکل (۳-۲-ب) موقعیت سه‌بعدی گمانه‌های حفرشده در این کانسار را نشان می‌دهد.



(الف)



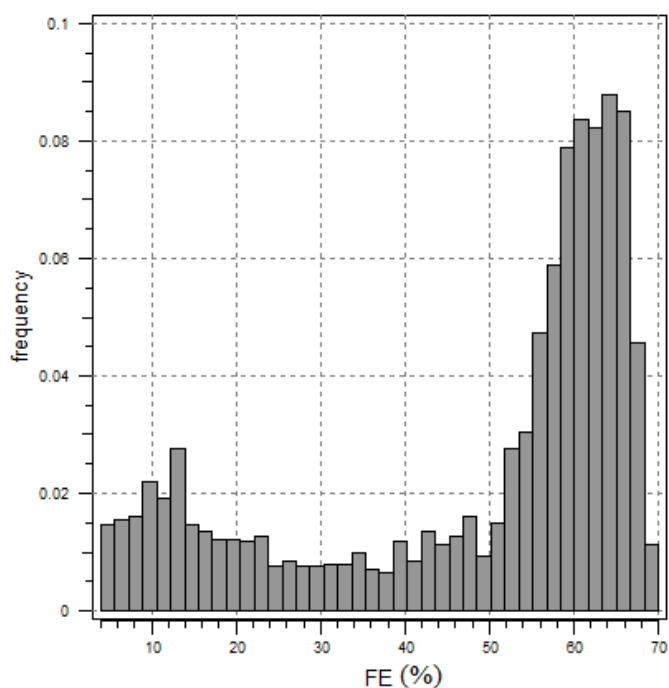
(ب)

شکل ۳-۲: موقعیت گمانه‌های حفرشده در کانسار چاه‌گز، الف) موقعیت دوبعدی، ب) موقعیت سه‌بعدی



## ۳-۳- بررسی آماری داده‌ها

اولین مرحله در مطالعات زمین‌آماري، بررسی کمی خصوصیات آماری برگرفته از آمار کلاسیک مربوط به داده‌ها است. به‌منظور تحلیل آماری به‌عنوان اولین قدم در آمار کلاسیک، خصوصیات آماری به همراه نمودار فراوانی نما نشان داده می‌شود. از این‌رو، در شکل ۳-۳ نمودار فراوانی نما و پارامترهای آماری مربوط به عیار آهن کانسار چاه‌گز در جدول ۱-۳ نشان داده شده است. توزیع عیار آهن در این کانسار از ۲۱۲۸ نمونه مغزه‌گیری شده در ۵۹ حلقه گمانه با میانگین ۴۸/۳۸ و انحراف معیار ۱۹/۶۵ درصد به دست آمده، که دامنه تغییرات این نمونه‌ها از ۴ تا ۷۰ درصد متغیر است.



شکل ۳-۳: نمودار فراوانی نما داده‌های اکتشافی کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز

جدول ۱-۳: پارامترهای آماری مرتبط با داده‌های اکتشافی کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز

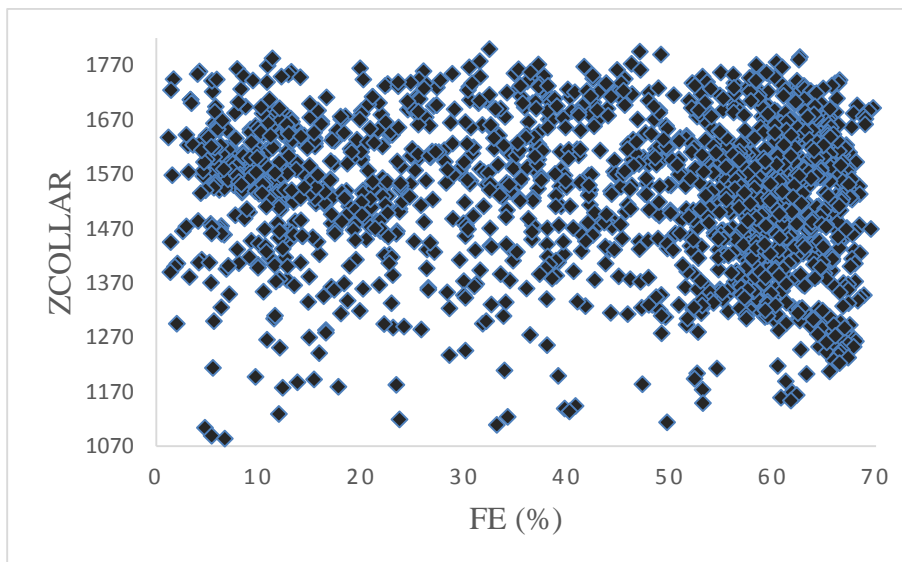
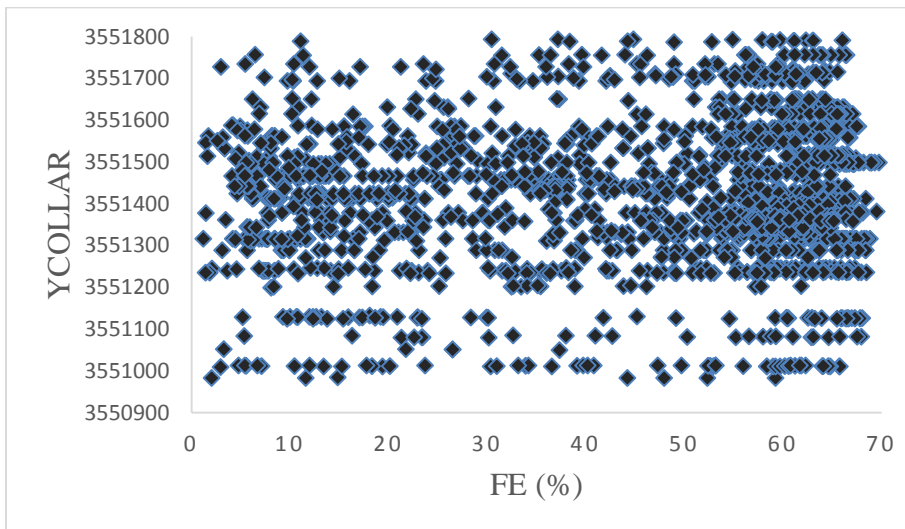
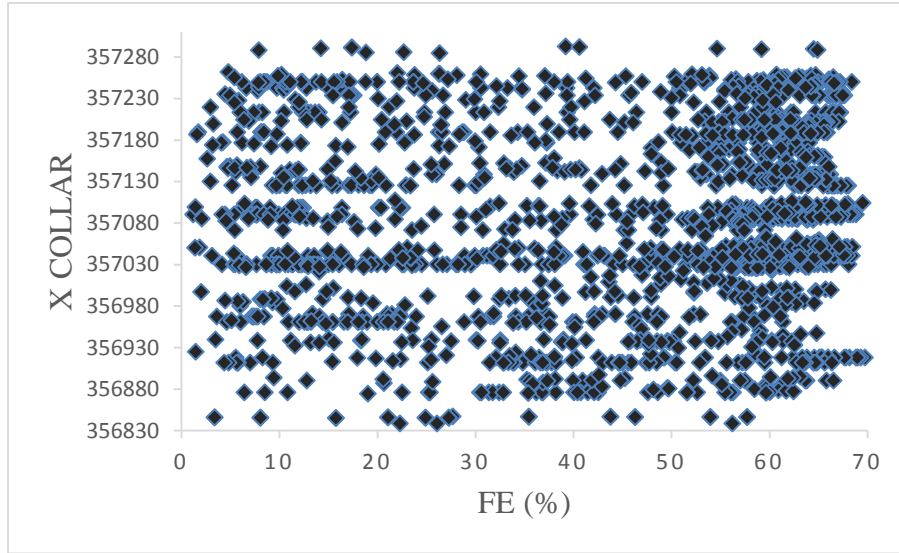
تعداد داده‌ها	میانگین (%)	انحراف معیار (%)	کمینه (%)	بیشینه (%)
۲۱۲۸	۴۸/۳۷۹۱	۱۹/۶۵۳۶۳	۴	۷۰

### ۳-۳-۱- بررسی وجود روند در داده‌ها

یکی از شرط‌های الزامی در زمان استفاده از روش‌های زمین‌آمار شرط پایایی داده‌های مورد استفاده است. از این رو، به منظور شناخت روند احتمالی در یک کانسار یکی از ساده‌ترین روش‌ها، رسم نمودار پراکندگی متغیر عیار در سه جهت  $X$ ،  $Y$  و  $Z$  است. در شکل ۳-۴ نمودار پراکندگی متغیر عیار آهن به‌عنوان تابعی از مختصات در هر سه راستای مذکور نشان داده شده است. همان‌طور که در نمودارها مشاهده می‌شود متغیر عیار آهن در سه جهت  $X$ ،  $Y$  و  $Z$  تغییرات سیستماتیکی به‌عنوان روند از خود نشان نمی‌دهند.

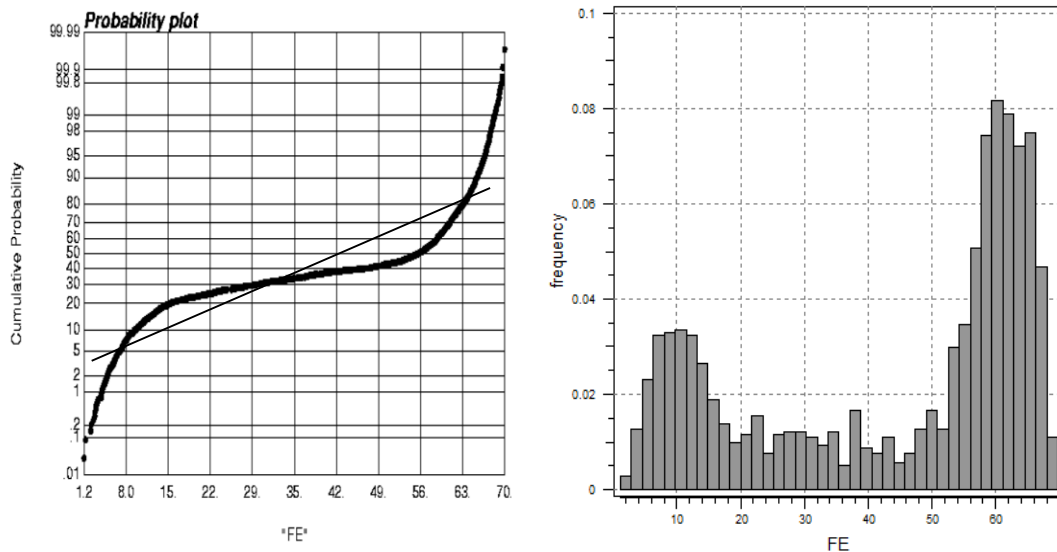
### ۳-۳-۲- همسان‌سازی طول نمونه‌ها

به‌منظور انجام محاسبات آماری و زمین‌آماري داشتن نمونه‌های ترکیب‌شده با طول یکسان دارای اهمیت است. از طرفی، در طی فرآیند نمونه‌گیری از مغزه‌های حفاری به دست آمده در عملیات اکتشافی، تغییرپذیری نمونه‌ها در امتداد گمانه‌ها متغیر بوده و فضای مربوط به نمونه‌ها هم احتمال نمی‌باشد. از این رو، برای استفاده از داده‌های خام بایستی داده‌ها در امتداد گمانه‌ها با در نظر گرفتن یک طول ثابت به‌نوعی میانگین‌گیری شده و یک عدد به‌عنوان عیار میانگین به ازای آن طول ثابت در نظر گرفته شود. به این عمل، همسان‌سازی طول نمونه‌ها گفته می‌شود. در اینجا با بررسی طول نمونه‌های اولیه در اطلاعات گمانه‌ای و همچنین با توجه به پارامترهای آماری از قبیل میانگین، انحراف معیار و تعداد نمونه‌ها در نهایت طول ۵ متری به‌عنوان مناسب‌ترین طول برای همسان‌سازی طول نمونه‌ها به کار گرفته شد. در شکل ۳-۵-الف نمودار فراوانی‌نما و در جدول ۳-۴ پارامترهای آماری مربوط به داده‌های ترکیب‌شده با طول یکسان نشان داده شده است. از سوی دیگر، در شکل ۳-۵-ب نیز به‌منظور درک بهتر رفتار توزیع عیار آهن در این کانسار از نمودار احتمال استفاده شده است.



شکل ۳-۴: بررسی روند احتمالی متغیر عیار آهن در سه راستای X، Y و Z

درواقع از نمودار احتمال، برای بررسی نرمال بودن نمونه‌ها استفاده می‌شود. با توجه به این نمودار می‌توان دریافت که عیار آهن دارای سه توزیع بوده و توزیع نمونه‌ها از توزیع نرمال پیروی نمی‌کند.



ب

الف

شکل ۳-۵: الف) نمودار فراوانی‌نما داده‌های اکتشافی کانسار چاه‌گز پس از همسان‌سازی طول ب) نمودار احتمال

جدول ۳-۲: پارامترهای آماری مرتبط با داده‌های اکتشافی کانسار چاه‌گز پس از همسان‌سازی

تعداد داده‌ها	میانگین (%)	انحراف معیار (%)	کمینه (%)	بیشینه (%)
۱۷۴۱	۴۳/۰۴۳	۲۱/۷۵۳	۱/۱۸	۶۹/۷۲

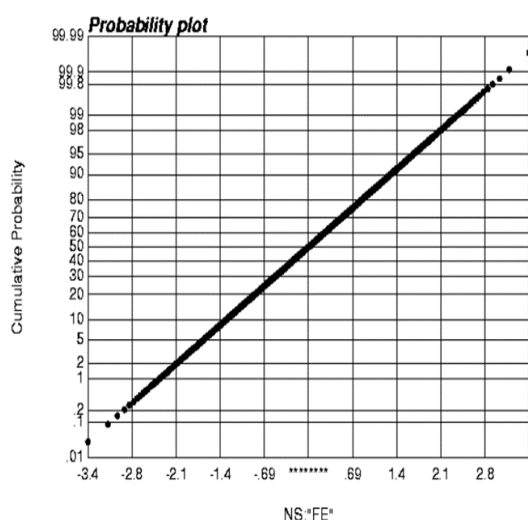
### ۳-۳-۳- کلاس‌بندی (زون بندی) عیار

با توجه به نمودار احتمال در شکل ۳-۵ و با در نظر گرفتن خط راست به‌صورت تقریبی عیار آهن در بازه فراوانی ۱۰ تا ۸۰ درصد دارای ویژگی چند جامعه‌ای است و با توجه به سنگ میزبان ماده معدنی، عیارهای حدی ۲۰ و ۴۵ درصد را می‌توان برای تفکیک جوامع الف) باطله عیاردار (دارای عیار آهن صفر تا ۲۰ درصد)، ب) کانسنگ آهن کم‌عیار (دارای عیار آهن بین ۲۰ تا ۴۵ درصد) و ج) کانسنگ آهن پر عیار (دارای عیار آهن بیش از ۴۵ درصد) استفاده نمود. از این‌رو، مبنای تقسیم‌بندی کانسار بر اساس

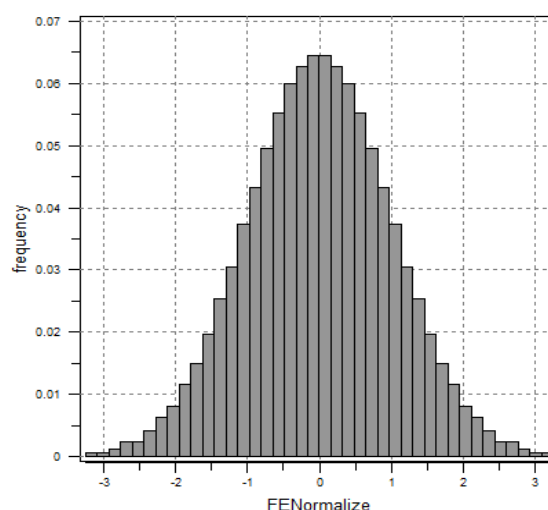
مطالعات آماری بر اعداد ۲۰ و ۴۵ درصد متمرکز شده است. در این تقسیم‌بندی مرز ۲۰ درصد بسیار مهم است که در مدل‌سازی زمین‌شناسی مرز کانسنگ و باطله را مشخص می‌نماید. از طرفی، عیار حد مدل‌سازی زمین‌شناسی با عیار حد اقتصادی در عملیات استخراج متفاوت بوده و ممکن است در عملیات استخراج عیار حد، با توجه به پارامترهای اقتصادی و غیره بیش‌تر از این مقدار در نظر گرفته شود. اما مرز دوم یعنی عیار ۴۵ درصد به‌عنوان مرز سنگ‌آهن کم‌عیار و پر عیار ملاک عمل قرار گرفته شده است. در این تحقیق، کلاس‌بندی عیار آهن به‌منظور دستیابی به تخمین عیار متناسب با توزیع عیار داده‌های اولیه به کار گرفته شده است. از این‌رو، تحلیل آماری و زمین‌آماری بر روی هر یک از این سه زون صورت گرفته است.

### ۳-۳-۴- تبدیل داده‌ها به توزیع نرمال

در زمین‌آمار به‌منظور تحلیل داده‌های اکتشافی، توزیع نرمال از اهمیت خاصی برخوردار است. به این دلیل که در اکثر الگوریتم‌های موجود فرض نرمال بودن داده‌ها برقرار بوده و در صورت نرمال نکردن داده‌ها امکان به وجود آمدن خطای سیستماتیک نیز وجود دارد. از سوی دیگر برای انجام واریوگرافی، تخمین و به‌خصوص شبیه‌سازی زمین‌آماری استفاده از داده‌ها با توزیع نرمال ضروری است. در این تحقیق برای نرمال‌سازی داده‌های عیار آهن کانسار چاه‌گز از نرم‌افزارهای زمین‌آماری از جمله S-GeMS و Wingslib به استفاده شده است. در شکل ۳-۶ نمودار فراوانی‌نما داده‌های نرمال شده نشان داده شده است. از طرفی به‌منظور بررسی نرمال بودن داده‌ها از نمودار احتمال استفاده شده است. که با توجه به این نمودارها داده‌ها از توزیع نرمال پیروی می‌کنند. لازم به ذکر است که نرمال‌سازی همچنین در هر یک از زون بندی‌ها صورت گرفته است.



ب



الف

شکل ۳-۶: الف) نمودار فراوانی نما ب) نمودار احتمال داده‌های نرمال شده

### ۳-۴- تحلیل زمین آماری

زمین آمار برگرفته از آمار کلاسیک برای اندازه‌گیری و استفاده از روابط فضایی نمونه‌ها، به طوری که برآوردی معنی‌دار از ذخیره کانسار به دست آورد، توسعه یافته است. در زمین آمار علاوه بر مقدار یک کمیّت معین در یک نمونه، موقعیت فضایی نمونه نیز مورد توجه قرار می‌گیرد. این بدان معنی است که در روش زمین آمار به منظور انجام تخمین و شبیه‌سازی زمین آماری ذخایر معدنی، شناخت و مدل‌سازی ساختار فضایی متغیر ناحیه‌ای مورد بررسی لازم و ضروری است. لذا، در زمین آمار از واریوگرام به عنوان یک ابزار کارآمد در بررسی و تعیین تغییرات ناحیه‌ای ( مکانی و زمانی) یک پدیده مورد مطالعه، مورد استفاده قرار می‌گیرد.

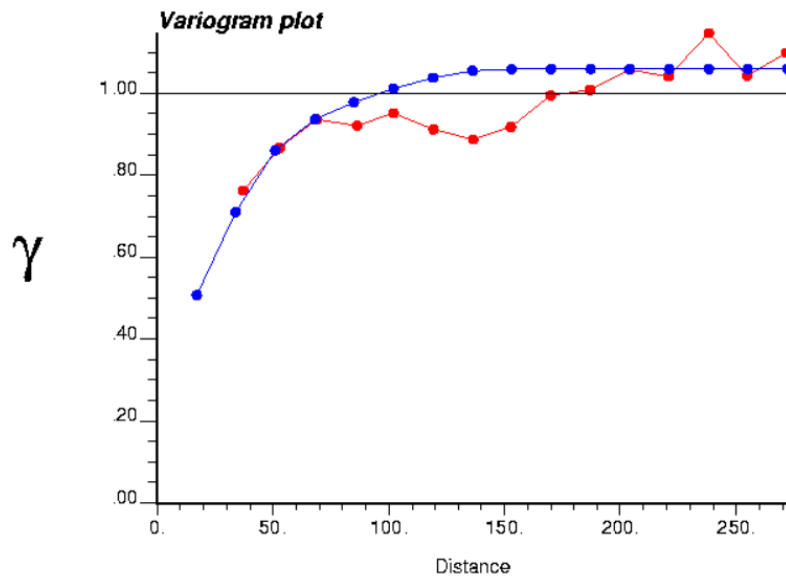
همان‌طور که گفته شد، مهم‌ترین ابزار زمین آمار واریوگرام است که ساختار و تغییرپذیری فضایی داده‌ها را نمایش می‌دهد و ارتباط فضایی بین عیار در نقاط مختلف یک کانسار را تشریح می‌کند. علاوه بر این، اکثر الگوریتم‌های تخمین زمین آماری و همچنین الگوریتم‌های شبیه‌سازی به یک مدل واریوگرام تحلیلی نیاز دارند و به مشخصات مدل واریوگرام برازش شده وابسته هستند.

در این تحقیق، عملیات واریوگرافی در کانسار چاه‌گز با استفاده از داده‌های نرمال شده عیار آهن با نرم‌افزار زمین‌آماری Wingslib صورت گرفته است. استفاده از این نرم‌افزار به این دلیل است که محاسبه و ترسیم واریوگرام با آن نسبت به نرم‌افزار S-GeMS از انسجام بهتری برخوردار است. برای بررسی ساختار فضایی و ناهمسانگردی در این کانسار، واریوگرام غیر جهتی و همچنین واریوگرام‌های جهتی در آزیموت‌های صفر تا ۱۵۰ درجه با درجه آزادی ۱۵ و آزیموت‌های صفر تا ۱۳۵ درجه با درجه آزادی ۲۲/۵ در شیب‌های مختلف (صفر، ۷۰، ۷۵، ۸۰، ۸۵ و ۹۰ درجه) رسم شده است. در نهایت بدون در نظر گرفتن کلاس‌بندی توزیع عیار ماده معدنی، از میان واریوگرام‌های جهتی و غیر جهتی رسم شده، بزرگ‌ترین شعاع تأثیر در شیب صفر و آزیموت صفر درجه با درجه آزادی ۱۵ به دست آمده است. در جدول ۳-۳ مشخصات واریوگرام‌ها در بزرگ‌ترین و کوچک‌ترین شعاع تأثیر و همچنین شعاع تأثیر میانی (در راستای قائم) به همراه مدل‌های برازش شده به هر یک از واریوگرام‌های ترسیم‌شده نشان داده شده است.

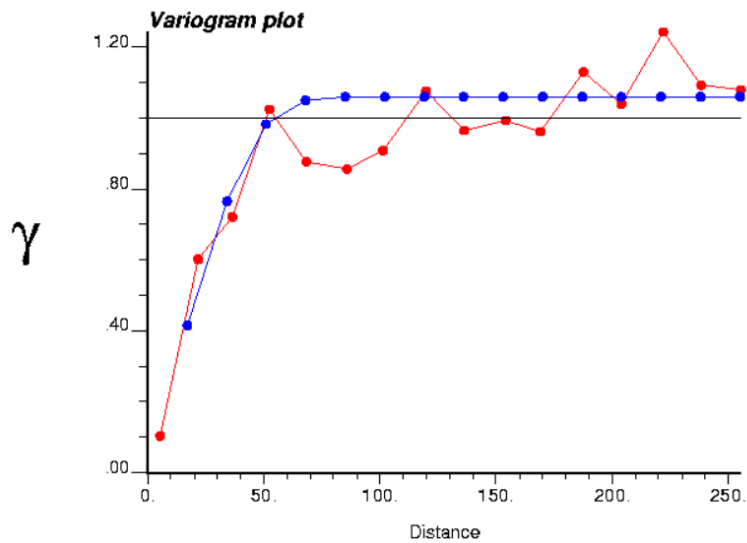
جدول ۳-۳: پارامترهای زمین‌آماری حاصل از مدل برازش شده به واریوگرام‌های جهتی

ساختار ۲		ساختار ۱		اثر قطعه‌ای	مدل برازش شده	واریوگرام	
شعاع تأثیر (متر)	سقف	شعاع تأثیر (متر)	سقف			شیب	آزیموت
۱۵۲	۰/۲۹	۶۵	۰/۵۴	۰/۲۳	کروی	۰	۰
۷۸	۰/۴۴	۵۶	۰/۶۲	۰	کروی	۰	۹۰
۱۰۲	۰/۲۹	۴۱	۰/۶۵	۰/۱۵	کروی	۹۰	۰-۳۶۰

با توجه به مدل‌های برازش شده به واریوگرام‌ها و یکسان نبودن شعاع‌های تأثیر در جهات مختلف، این نتیجه حاصل می‌شود که کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز دارای محیطی ناهمگن است. در شکل‌های ۷-۳، ۸-۳ و ۹-۳ به ترتیب واریوگرام داده‌ها در راستای بزرگ‌ترین و کوچک‌ترین شعاع تأثیر و همچنین شعاع تأثیر میانی به همراه مدل برازش شده (نقاط آبی‌رنگ) را می‌توان مشاهده کرد.

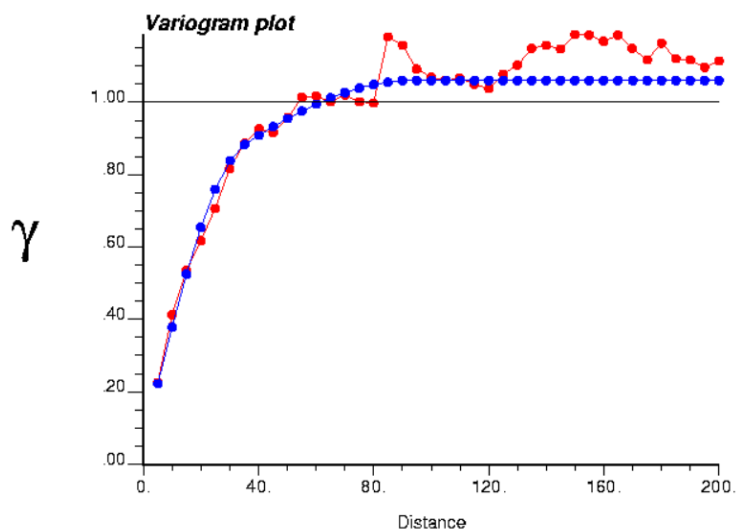


شکل ۷-۳: واریوگرام در راستای بزرگ‌ترین شعاع تأثیر، همراه با مدل برازش شده



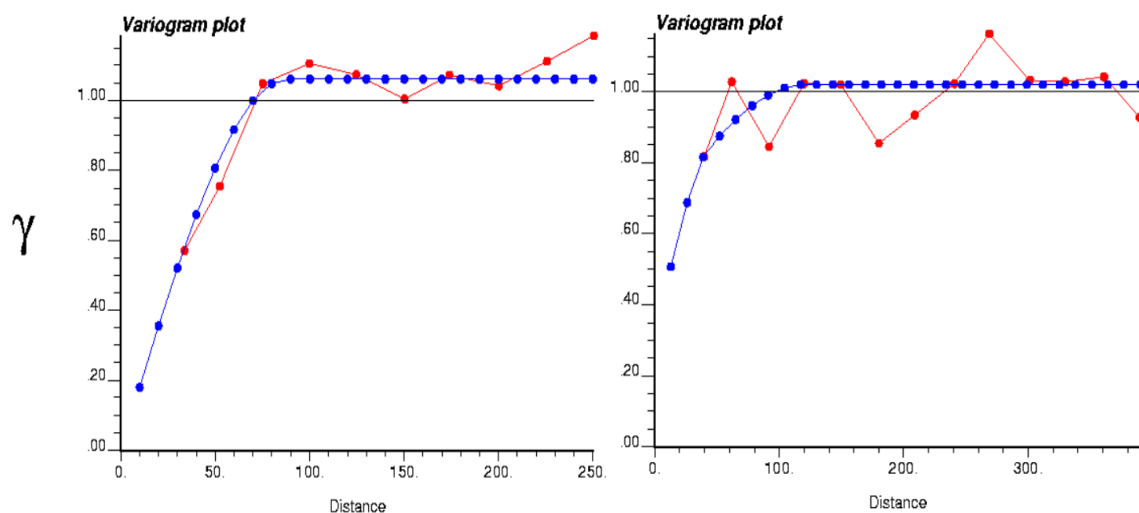
شکل ۸-۳: واریوگرام در راستای کوچک‌ترین شعاع تأثیر، همراه با مدل برازش شده



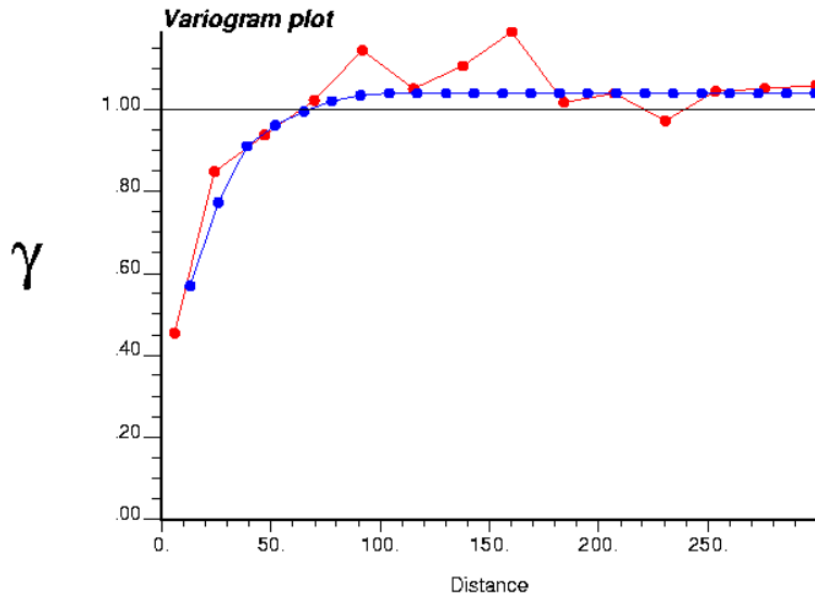


شکل ۳-۹: واریوگرام در راستای شعاع تأثیر میانی (قائم)، همراه با مدل برازش شده

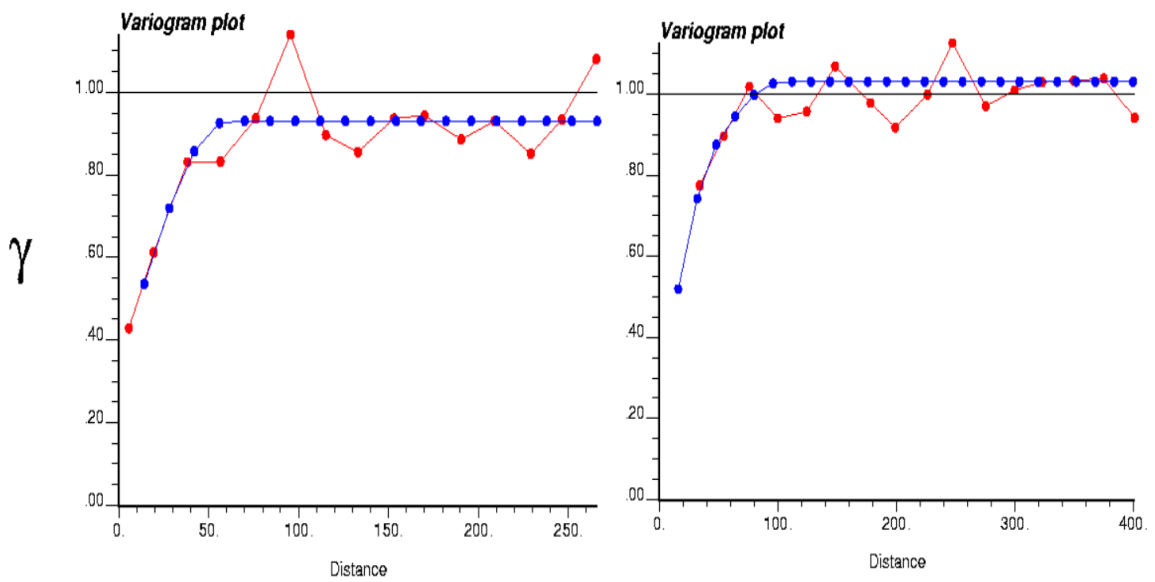
واریوگرام‌های به دست آمده به منظور استفاده در شبیه‌سازی گوسی متوالی، در حالت کلی بوده و بدون در نظر گرفتن کلاس‌بندی عیار انجام شده است. این در حالی است که، عملیات واریوگرافی برای استفاده در مدل کریجینگ برای تخمین عیار با توجه به کلاس‌بندی صورت گرفته، به تفکیک مورد نیاز است. از این رو، عملیات واریوگرافی در این سه زون نیز انجام شده است. در شکل‌های ۳-۱۰، ۳-۱۱ و ۳-۱۲ به ترتیب واریوگرام‌های تجربی و مدل‌های برازش شده در سه زون کم‌عیار، عیار متوسط و پر عیار و در جدول ۳-۴ مشخصات واریوگرام‌های به دست آمده و نشان داده شده است.



شکل ۳-۱۰: واریوگرام در راستای بزرگ‌ترین و کوچک‌ترین شعاع تأثیر، همراه با مدل برازش شده در زون پر عیار



شکل ۱۱-۳: واریوگرام غیر جهتی، همراه با مدل برازش شده در زون عیار متوسط



شکل ۱۲-۳: واریوگرام در راستای بزرگ‌ترین و کوچک‌ترین شعاع تأثیر، همراه با مدل برازش شده در زون کم‌عیار

جدول ۳-۴: مشخصات حاصل از مدل‌های برازش شده به واریوگرام‌های جهتی و غیر جهتی به تفکیک زون بندی عیار

ساختر ۲		ساختر ۱		اثر قطعه‌ای	مدل برازش شده	واریوگرام		زون
شعاع تأثیر (متر)	سقف	شعاع تأثیر (متر)	سقف			شیب	آزیموت	
۱۲۰	۰/۳۷	۴۵	۰/۳۵	۰/۳	کروی	۰	۰	پر عیار
-	-	۸۸	۱/۰۶	۰	کروی	۰	۹۰	
۱۰۲	۰/۲۶	۴۵	۰/۴۵	۰/۳۳	کروی	۰	۰-۳۶۰	عیار متوسط
۱۰۵	۰/۴۳	۴۷	۰/۳۵	۰/۲۵	کروی	۰	۰	کم عیار
-	-	۶۰	۰/۶	۰/۳۳	کروی	۰	۹۰	

### ۳-۵- مدل بلوکی کانسار

در طراحی و برنامه‌ریزی معادن با استفاده از روش‌های کامپیوتری، ابتدا کانسار بر اساس داده‌های گمانه‌ای و اطلاعات زمین‌شناسی مدل‌سازی می‌شود. در این تحقیق به منظور تشکیل مدل بلوکی زمین‌شناسی از نرم‌افزار Datamine استفاده شده است. در حالت کلی، مدل بلوکی زمین‌شناسی از یک سری ریز بلوک‌های منظم و غیرمنظم تشکیل شده است که در آن به هر یک از ریز بلوک‌ها اطلاعاتی از قبیل عیار ماده معدنی، نوع سنگ و دیگر خصوصیات نسبت داده شده است.

در این مرحله به منظور انجام تخمین و شبیه‌سازی یک شبکه یا مدل بلوکی باید تعیین شود. بسته به نوع نرم‌افزار به کار گرفته برای انجام تخمین و شبیه‌سازی شبکه تعیین شده می‌تواند منظم و غیرمنظم باشد. این بدان معنی است که در صورت استفاده از نرم‌افزار زمین‌آماري S-GeMS، می‌توان مدل بلوکی نامنظم که در Datamine تهیه شده را به عنوان شبکه یا فضای تخمین به نرم‌افزار معرفی کرد. این در

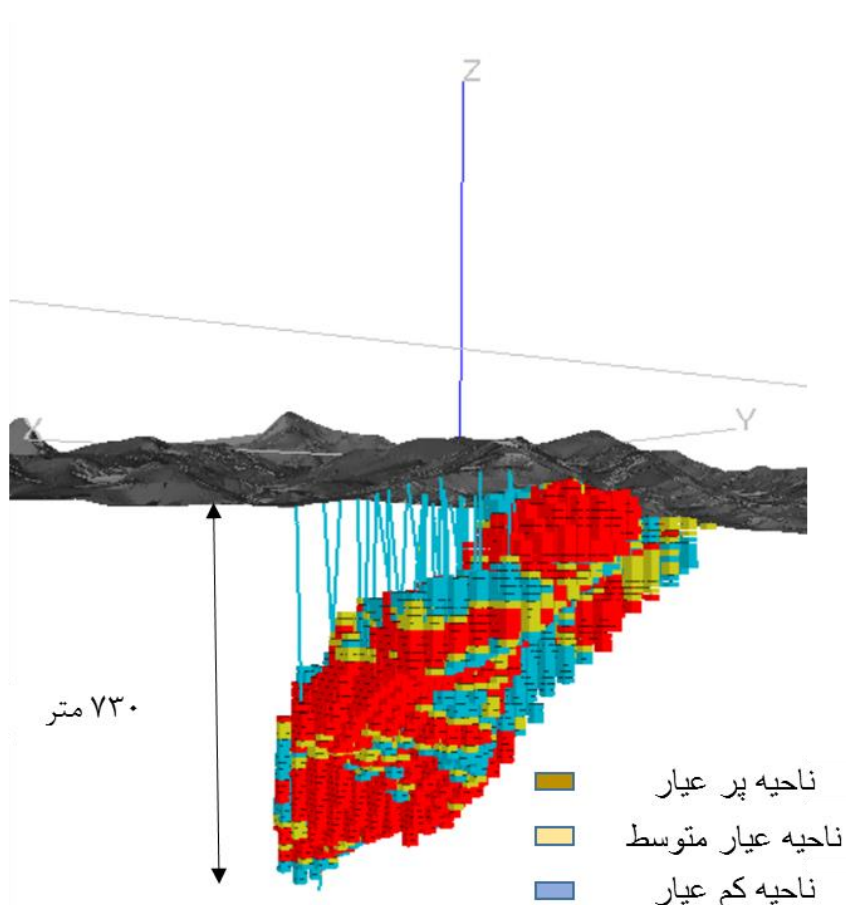
حالی است که نرم‌افزار زمین‌آماری Wingslib این قابلیت را نداشته و برای انجام تخمین و شبیه‌سازی باید یک شبکه منظم به آن معرفی کرد. به‌هرحال، ابعاد بلوک‌ها و همچنین تعداد بلوک‌ها در راستای  $X$ ،  $Y$  و  $Z$  از جمله پارامترهای مورد نیاز برای تعیین شبکه به شمار می‌روند.

از طرفی، انتخاب ابعاد مناسب برای بلوک‌ها دارای اهمیت است. در صورتی که ابعاد بلوک‌ها کوچک انتخاب شوند، باعث افزایش تعداد بلوک‌ها در مدل شده و مدت‌زمان طولانی برای محاسبات و فرآیند بهینه‌سازی در پی خواهند داشت. از سوی دیگر، بزرگ انتخاب شدن ابعاد بلوک‌ها، منجر به هموارسازی تغییرات عیار و در نتیجه باعث کاهش تأثیر عدم قطعیت واقعی موجود در مدل خواهند شد.

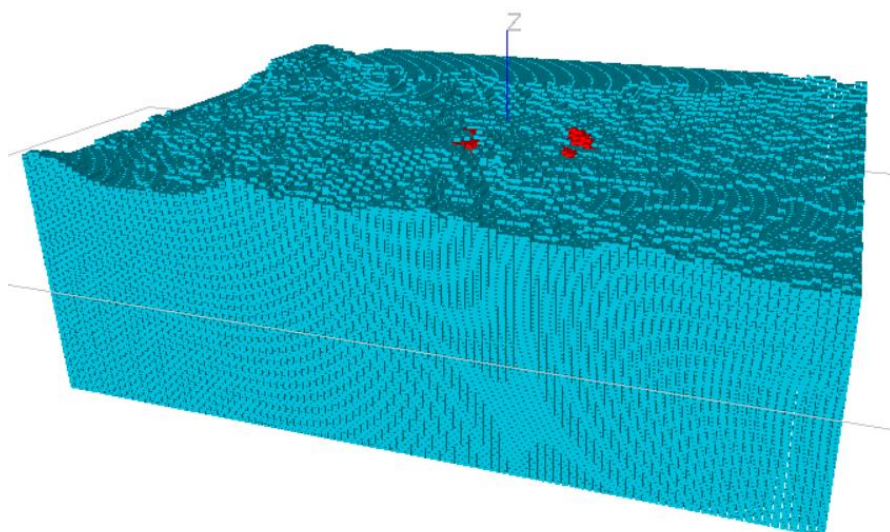
در طراحی مدل بلوکی، ارتفاع پله معدنکاری به‌عنوان ارتفاع بلوک و ابعاد طولی و عرضی بلوک‌ها در این تحقیق یکسان در نظر گرفته شده است. لذا، با توجه به ارتفاع ۱۰ متری پله در کانسار چاه‌گز، ارتفاع بلوک‌ها در مدل بلوکی ۱۰ متر در نظر گرفته شده است. از طرفی، برای تعیین ابعاد طولی و عرضی بلوک‌ها، به‌عنوان یک قاعده سرانگشتی حداقل اندازه بلوک نباید کمتر از یک چهارم فاصله متوسط گمانه‌ها باشد. از این‌رو، با توجه به مطالب فوق به‌منظور تعیین ابعاد طولی و عرضی بلوک‌ها از معیار حداقل واریانس تخمین استفاده شده است. بدین‌صورت که، با در نظر گرفتن مشخصات واریوگرام‌های حاصله در بخش واریوگرافی، برای ابعاد مختلف مدل بلوکی ساخته‌شده و عملیات تخمین با استفاده از روش کریجینگ در نرم‌افزار S-GeMS صورت گرفته است. در نهایت واریانس تخمین برای هر کدام از مدل‌ها تعیین شده که در جدول ۳-۵ می‌توان مشاهده کرد. در نتیجه با توجه به حداقل مقدار واریانس تخمین به دست آمده از مدل‌ها، مدل بلوکی با ابعاد  $10 \times 20 \times 20$  برای مدل‌سازی کانسار چاه‌گز به‌عنوان مناسب‌ترین ابعاد انتخاب شده است. علاوه بر تهیه مدل بلوکی ماده معدنی، ساختن مدل بلوکی باطله نیز از ملزومات طراحی و برنامه‌ریزی است. از این‌رو با استفاده از این ابعاد مدل بلوکی باطله در زیر سطح توپوگرافی تشکیل شده است. همچنین در شکل ۳-۱۳ مدل بلوکی زمین‌شناسی به همراه توپوگرافی و گمانه‌های اکتشافی و در شکل ۳-۱۴ مدل بلوکی کانسار چاه‌گز نشان داده شده است.

جدول ۳-۵: انتخاب ابعاد بلوکی با توجه به حداقل واریانس تخمین

مدل بلوکی	ابعاد مدل	واریانس تخمین (مجذور درصد)
۱	۱۰×۱۰×۱۰	۰/۴۰۸
۲	۱۲×۱۲×۱۰	۰/۴۰۹۳
۳	۱۵×۱۵×۱۰	۰/۴۰۷۲
۴	۱۸×۱۸×۱۰	۰/۴۰۹۹
۵	۲۰×۲۰×۱۰	۰/۴۰۵
۶	۲۵×۲۵×۱۰	۰/۴۰۷
۷	۳۰×۳۰×۱۰	۰/۴۱۰۷



شکل ۳-۱۳: مدل بلوکی زمین‌شناسی کانسار چاه‌گز به همراه توپوگرافی و گمانه‌های اکتشافی



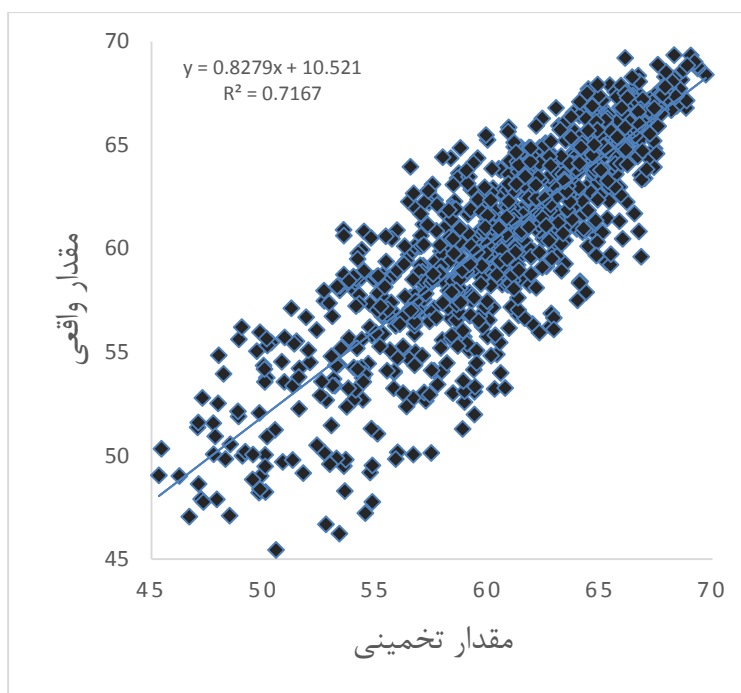
شکل ۳-۱۴: مدل بلوکی کانسار چاه‌گز

### ۳-۶- تخمین عیار

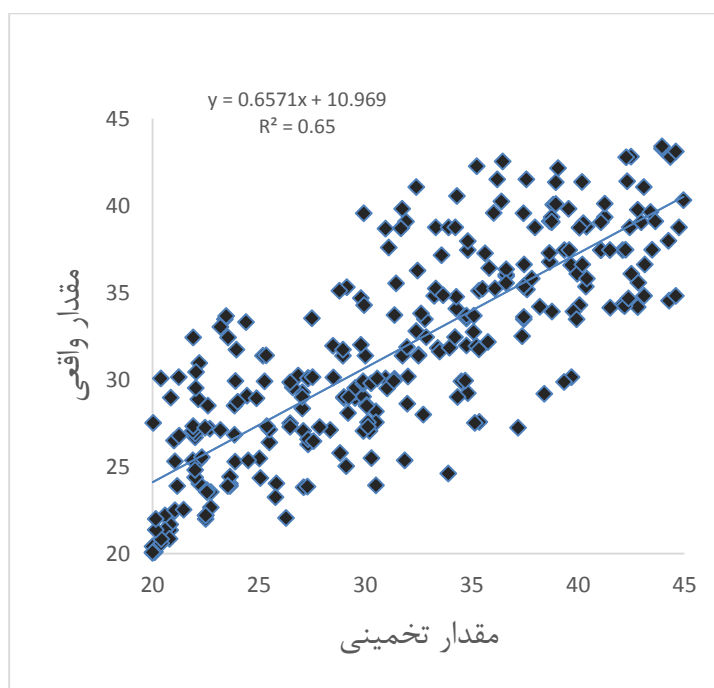
هدف از تخمین ذخیره پی بردن به ویژگی‌های زمین‌شناسی و هندسی کانسار، محاسبه گستره و محتوای ذخیره در یک کانسار با استفاده از اطلاعات جمع‌آوری شده در ناحیه نمونه‌برداری است. کریجینگ به‌عنوان مفیدترین روش برآورد زمین‌آماري از سه دهه گذشته برای توصیف تغییرات مکانی و پیش‌بینی عیار کانسنگ به کار گرفته می‌شود. از این‌رو، در این تحقیق با توجه به مستقل بودن داده‌ها از مختصات یا عدم وجود روند در داده‌ها و همچنین به علت مجهول بودن میانگین تقریبی توده کانسار در کل منطقه، به‌منظور تخمین عیار کانسار چاه‌گز روش کریجینگ معمولی انتخاب شده است.

از طرفی، برای انجام یک تخمین زمین‌آماري لازم است تا پارامترهای تخمین از قبیل مدل‌های واریوگرام، شعاع جستجو، حداقل و حداکثر تعداد نقاط شرکت‌کننده در تخمین با توجه به توزیع داده‌ها و ساختار فضایی داده‌ها تعیین شود. از این‌رو، به‌منظور اعتبارسنجی نتایج مدل‌های واریوگرام از روش اعتبارسنجی متقابل داده‌ها استفاده شده است. همان‌طور که گفته شد توزیع عیار آهن در این کانسار از سه زون پر عیار، عیار متوسط و کم‌عیار تشکیل شده است. لذا، اعتبارسنجی صورت گرفته با استفاده از نرم‌افزار WINGSLIB در هر یک از این زون‌ها در شکل‌های ۳-۱۵، ۳-۱۶ و ۳-۱۷ نشان داده شده است.

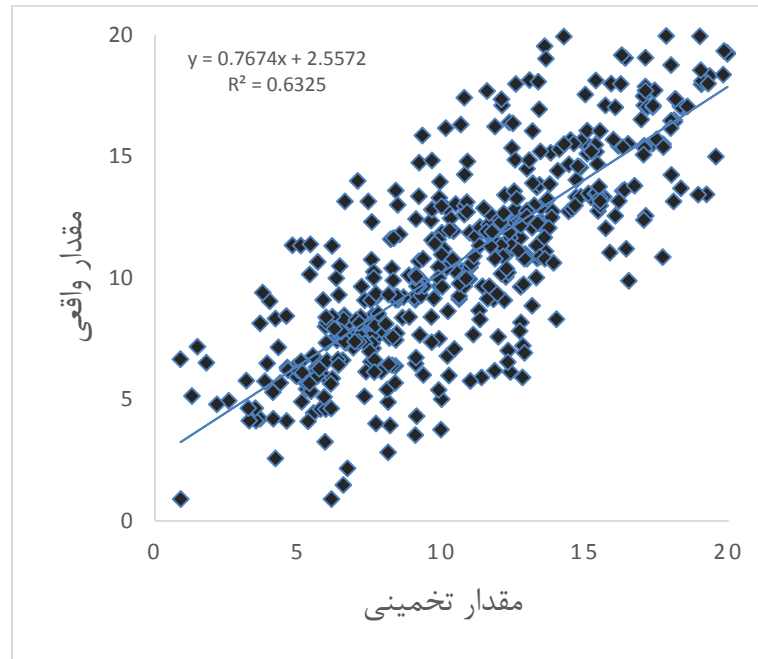
با توجه به این نمودارها نتایج واریوگرام به دست آمده به‌منظور استفاده در مدل کریجینگ از اعتبار لازم برخوردار است.



شکل ۳-۱۵: آزمون اعتبارسنجی متقابل بین عیار واقعی و تخمینی در زون پر عیار



شکل ۳-۱۶: آزمون اعتبارسنجی متقابل بین عیار واقعی و تخمینی در زون عیار متوسط



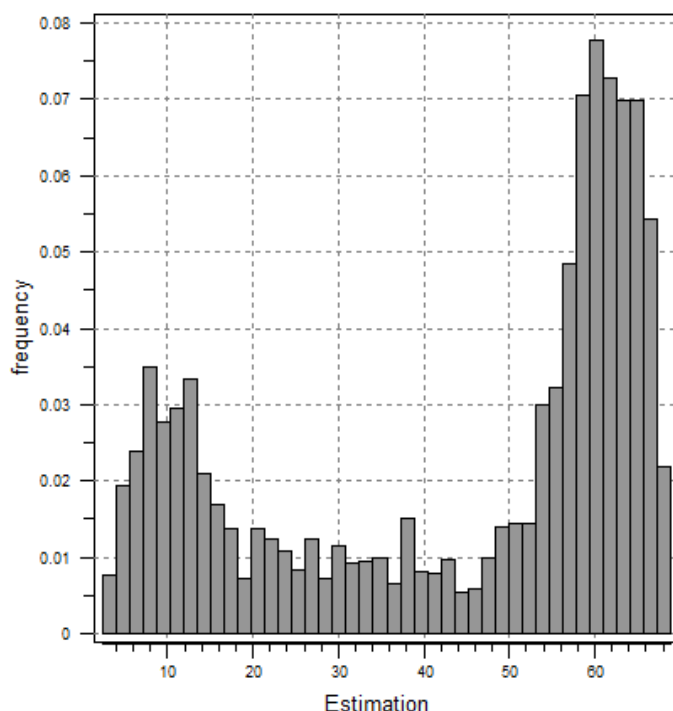
شکل ۳-۱۷: آزمون اعتبارسنجی متقابل بین عیار واقعی و تخمینی در زون کم عیار

پس از اعتبارسنجی مدل واریوگرام، تخمین کانسار به روش کریجینگ معمولی در هر یک از زون‌ها انجام شد و در نهایت به منظور بررسی بازسازی نمودار فراوانی‌نما و پارامترهای آماری مربوط به داده‌های اولیه عیارهای تخمینی در سه زون به صورت یکجا در کنار هم قرار داده شد. در شکل ۳-۱۸ نمودار فراوانی‌نما عیار آهن تخمین‌زده شده نشان داده شده است. با توجه به این شکل و پارامترهای آماری در جدول ۳-۶، مدل تخمینی مطابقت قابل قبولی با نمودار فراوانی‌نما و پارامترهای آماری داده‌های اولیه دارد.

### ۳-۷- شبیه‌سازی زمین‌آماری

در روش کریجینگ، دستیابی به حداقل پراش تخمین عیار باعث هموارسازی و کاهش تغییرات عیار در کانسار می‌شود. از این رو، به منظور کاهش این اثرات در طراحی و مدل‌سازی از شبیه‌سازی زمین‌آماری استفاده شده است.





شکل ۳-۱۸: نمودار فراوانی نما تخمین کانسار چاه‌گز

نمودار ۳-۶: پارامترهای آماری مربوط به مدل تخمینی

تعداد داده‌ها	میانگین (%)	انحراف معیار (%)	کمینه (%)	بیشینه (%)
۱۲۱۷۱	۴۳/۶۹۲	۲۰/۰۵۹	۲/۱۲۳	۶۹/۴۳

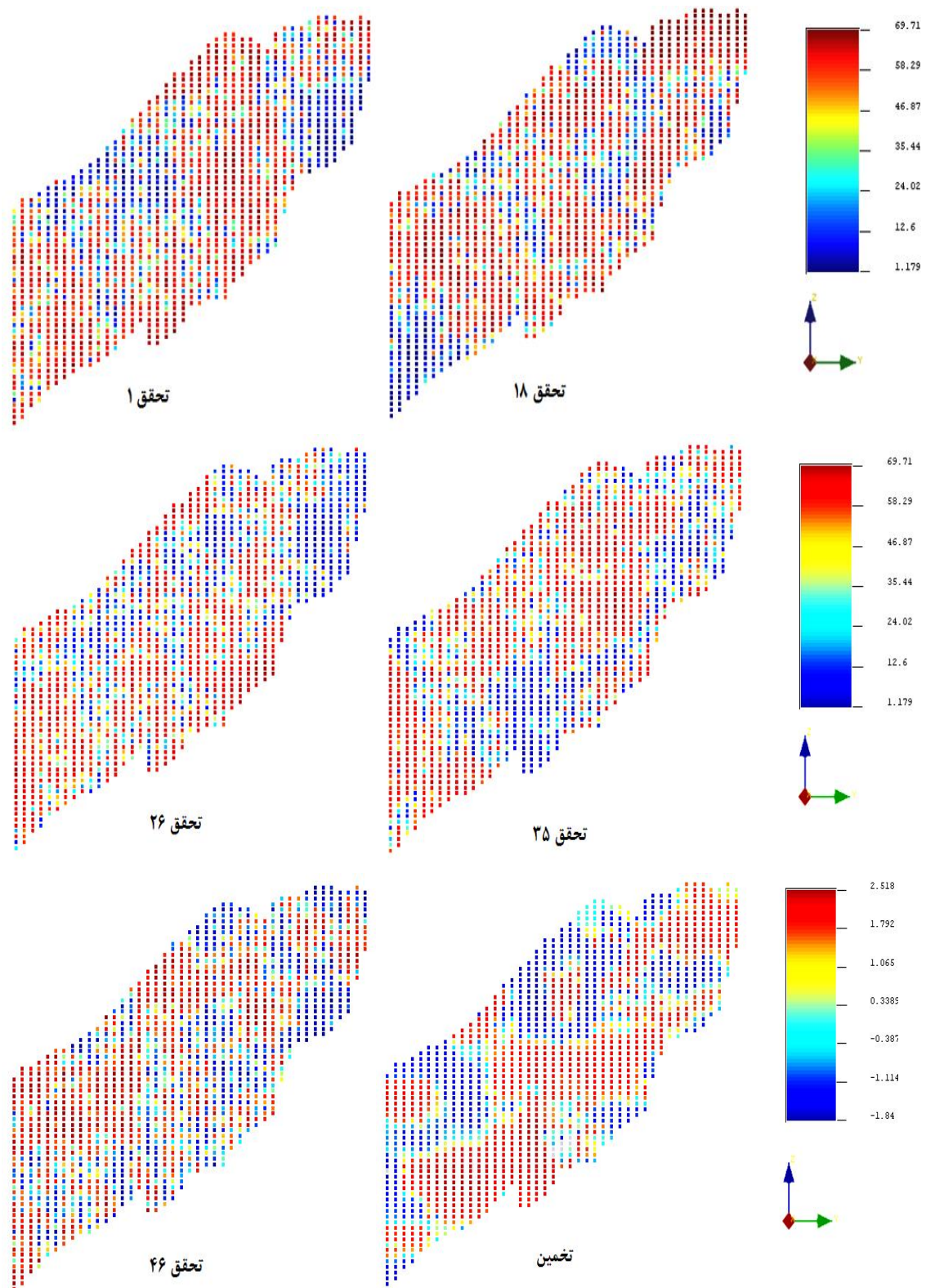
مهم‌ترین خاصیت شبیه‌سازی زمین‌آماري این است که به‌جای بهترین تخمین، مجموعه‌ای از تحقق‌های هم‌احتمال با کانسار را فراهم می‌کند. لذا، از شبیه‌سازی زمین‌آماري به‌عنوان ابزاری برای کمی‌کردن میزان ریسک و عدم قطعیت همراه با عیار در طراحی و برنامه‌ریزی معادن استفاده می‌شود. بدین منظور با به‌کارگیری الگوریتم شبیه‌سازی گوسی متوالی در نرم‌افزار S-GeMS، ۵۰ تحقق هم‌احتمال با کانسار تولید شد. در شکل ۳-۱۹ تفاوت مدل بلوکی تخمینی به همراه ۵ تحقق منتخب نشان داده شده است. مزیت استفاده از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی در این است که علاوه بر استفاده از داده‌های واقعی، از داده‌های شبیه‌سازی شده در مراحل قبل برای تخمین بلوک‌های بعدی به‌کار گرفته می‌شود. از طرفی

مقدار عیار در نقاط معلوم در پایان شبیه‌سازی تغییری نکرده و عیار واقعی در مکان‌های خود در کانسار محفوظ باقی می‌مانند.

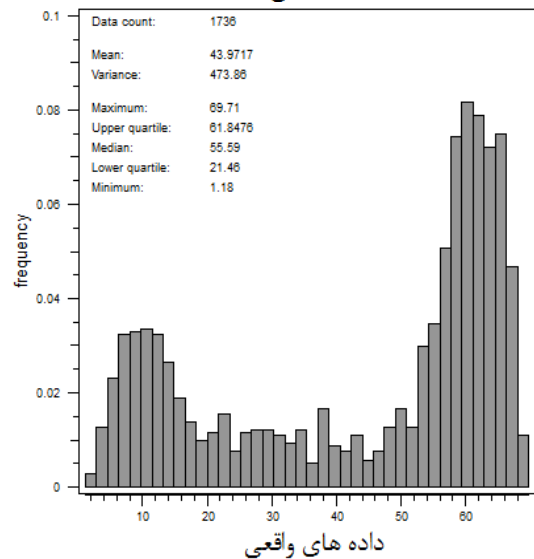
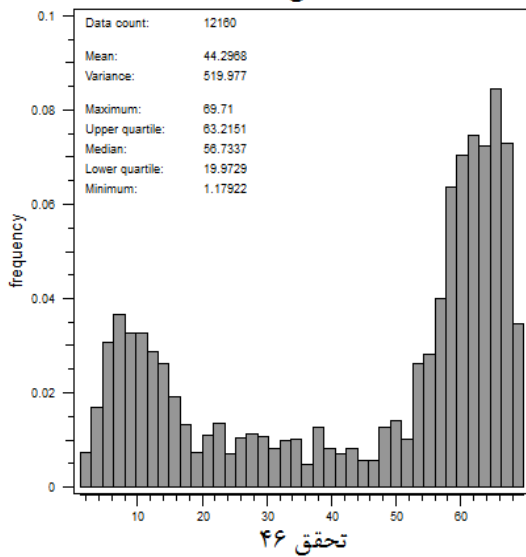
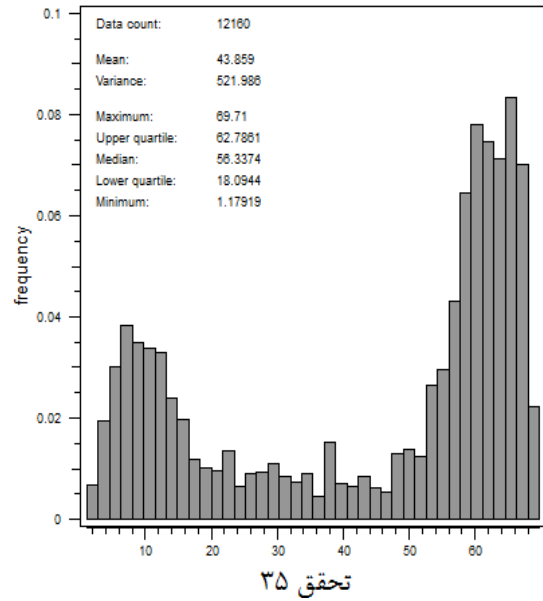
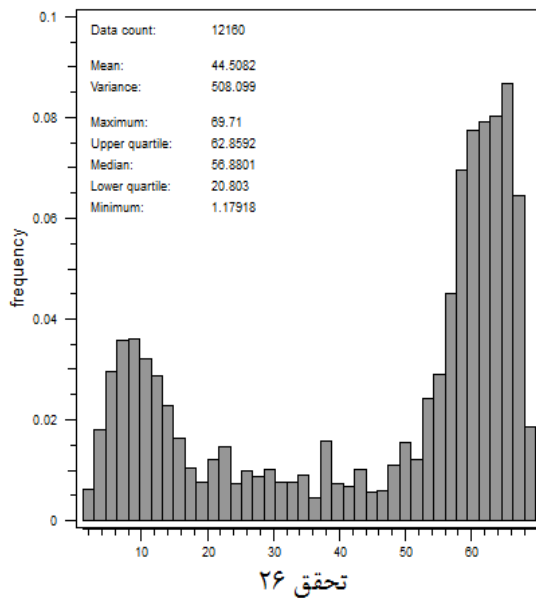
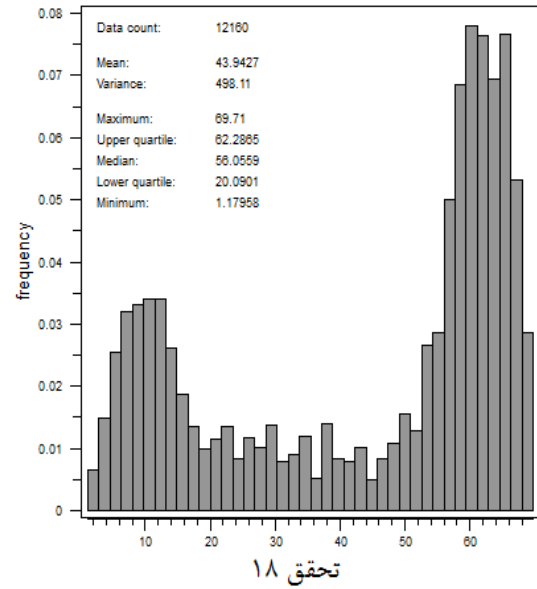
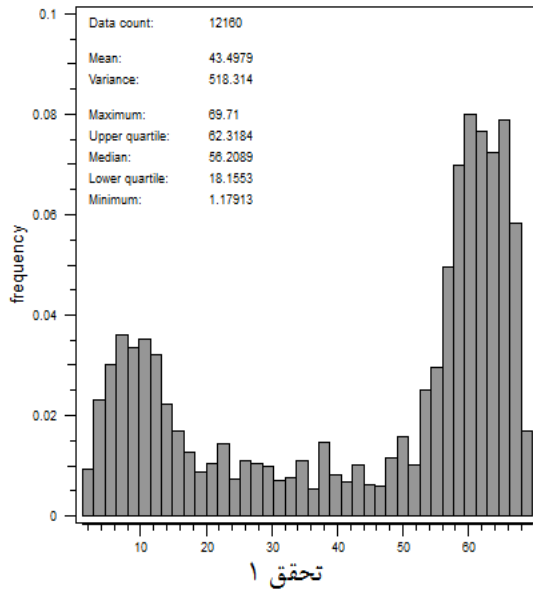
### ۳-۸- اعتبارسنجی نتایج شبیه‌سازی

پس از پایان یافتن عملیات شبیه‌سازی برای اعتبارسنجی از نتایج تحقق‌های به دست آمده از شبیه‌سازی، ضروری است تا داده‌های نرمال به داده‌های اولیه تبدیل معکوس صورت گیرد. هر تحقق در صورتی از اعتبار لازم و کافی برخوردار است که در مرحله اول ویژگی‌های آماری داده‌های اولیه را بازتولید نماید که این شرط با مقایسه پارامترهای آماری و ترسیم نمودار فراوانی‌نما مورد بررسی قرار داده می‌شود. از سوی دیگر، هر تحقق باید ساختار فضایی داده‌های اولیه را نیز در مدل به همراه داشته باشد که این امر نیز با ترسیم واریوگرام تحقق‌ها به همراه واریوگرام داده‌های اولیه و مقایسه روند واریوگرام‌ها مورد بررسی قرار داده می‌شود. با برقرار بودن هر دو شرط فوق تحقق‌های حاصل از شبیه‌سازی از اعتبار لازم و کافی برخوردار هستند. در شکل ۳-۲۰ نمودار فراوانی‌نمای داده‌های واقعی و ۵ تحقق انتخاب شده مورد مقایسه قرار گرفته است. همچنین در شکل ۳-۲۱ پارامترهای آماری تحقق‌ها و داده‌های اولیه نشان داده شده است. با توجه به مقایسه پارامترهای آماری و نمودار فراوانی‌نما تحقق‌ها با داده‌های اولیه، تحقق‌های حاصل از شبیه‌سازی از اعتبار لازم برخوردار است.

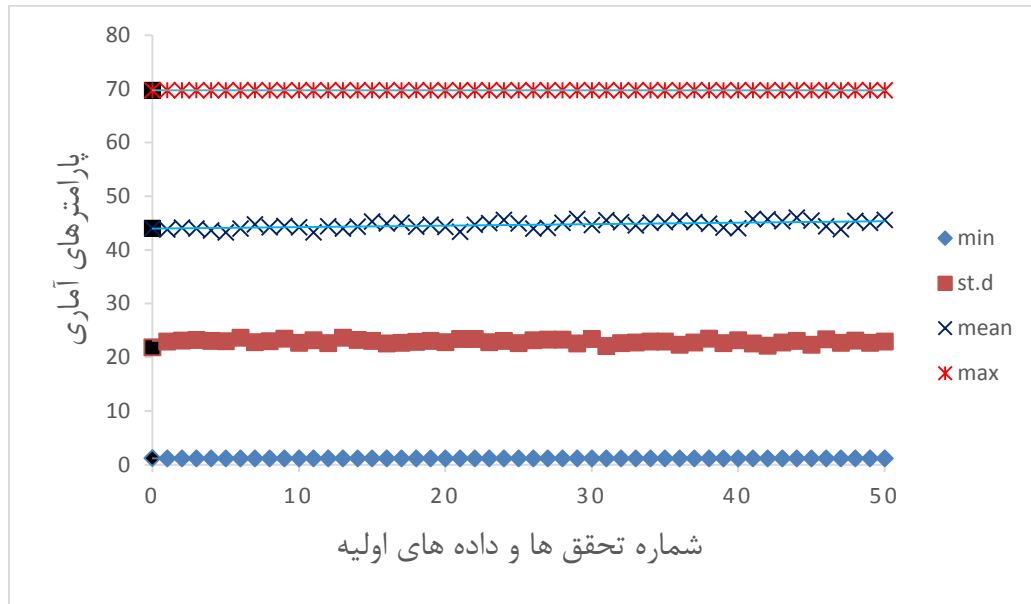
به‌منظور بررسی شرط کافی، ساختار فضایی داده‌های اولیه به همراه تحقق‌های حاصل از شبیه‌سازی، از واریوگرام غیر جهتی به‌عنوان ابزاری که نشان‌دهنده انسجام فضایی داده‌ها هست، استفاده شده است. در شکل ۳-۲۲ واریوگرام و کواریوگرام داده‌های اولیه (نقاط مشکلی) به همراه تحقق‌ها (نقاط رنگی) نشان داده شده است. با توجه به این نمودار خصوصیات فضایی تحقق‌ها با داده‌های اولیه از تطابق قابل قبولی برخوردار است. از این‌رو، تحقق‌های حاصل از شبیه‌سازی گوسی متوالی از اعتبار لازم و کافی برخوردار هستند.



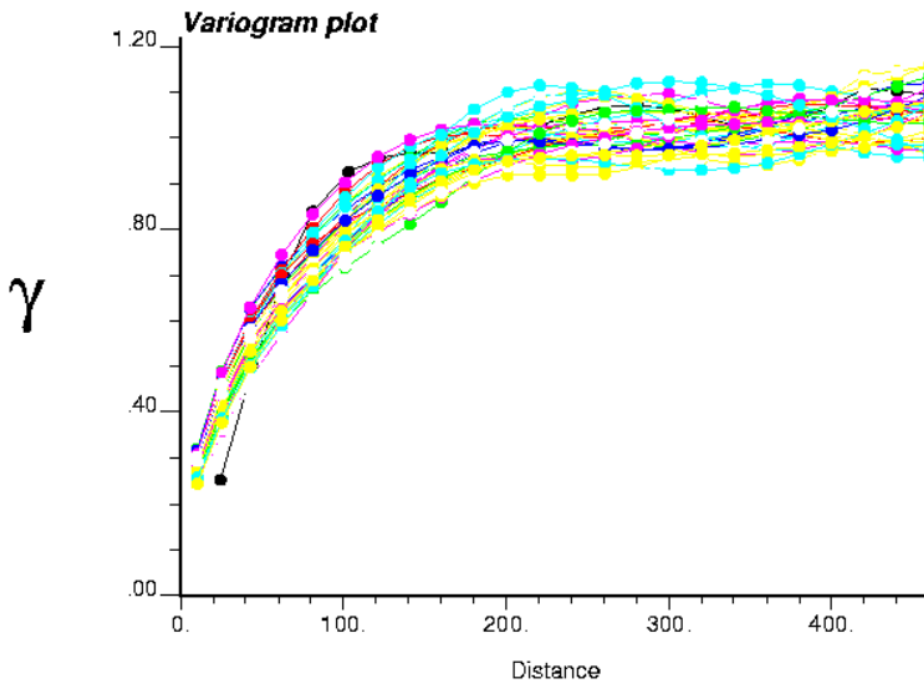
شکل ۳-۱۹: تفاوت مدل تخمین به همراه ۵ تحقق منتخب به دست آمده از شبیه‌سازی گوسی متوالی

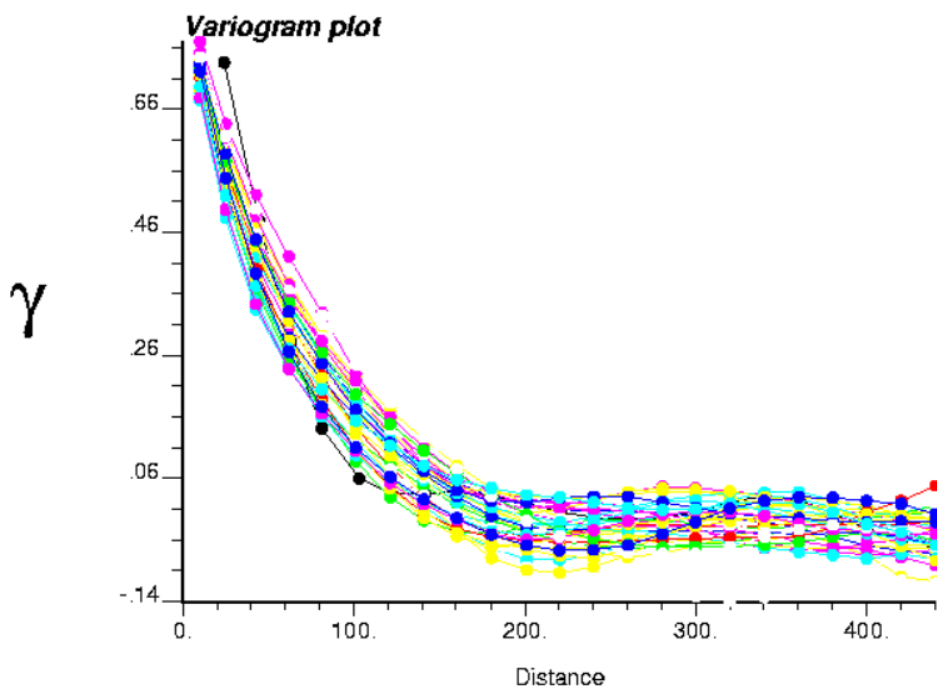


شکل ۳-۲۰: نمودار فراوانی نما داده‌های واقعی و ۵ تحقق هم احتمال با کانسار



شکل ۳-۲۱: مقایسه پارامترهای آماری داده‌های اولیه (اولین نقطه) با ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی





شکل ۳-۲۲: واریوگرام و کواریوگرام به دست آمده از داده‌های اولیه (نقاط مشکی) و تحقق‌ها (نقاط رنگی)

### ۳-۹- جمع‌بندی

میزان ذخیره و عیار کانسار از جمله متغیرهای کلیدی در تعیین شاخص‌های فنی و اقتصادی کانسار به شمار می‌روند. لذا ضروری است تا با به‌کارگیری روش‌های مناسب ارایه شده، تخمین ذخیره به‌درستی برآورد شود. در این فصل ضمن معرفی مطالعه موردی، در ابتدا به بررسی آماری داده‌های حاصل از گمانه‌های اکتشافی کانسار چاه‌گز پرداخته شده است. پس از آن، با انتخاب بهترین طول برای همسان‌سازی و تبدیل آن‌ها به توزیع نرمال، عملیات واریوگرافی صورت گرفته است. با ترسیم واریوگرام‌ها در جهات مختلف و بررسی آن‌ها بهترین واریوگرام‌ها شناسایی شده و با توجه به روش اعتبارسنجی متقابل صورت گرفته نشان داده شد که استفاده از اطلاعات به دست آمده از واریوگرام برای تخمین و شبیه‌سازی از اعتبار لازم برخوردار است. در ادامه برای تخمین ذخیره از روش کریجینگ که به‌عنوان بهترین برآوردگر خطی نارایب شناخته شده است، برای توصیف تغییرات مکانی و برآورد عیار ماده معدنی در کانسار استفاده شده است. در نهایت برای بررسی عدم قطعیت عیار ماده معدنی و کاهش اثرات خاصیت

هموارسازی عيار در مدل کريجينگ از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی استفاده شده است. نتیجه این استفاده از شبیه‌سازی زمین‌آماري تولید ۵۰ تحقق هم احتمال با کانسار شد که با اعتبارسنجی‌های صورت گرفته نتایج مدل‌های شبیه‌سازی شده از اعتبار لازم و کافی برخوردار هستند.





## فصل چهارم: تعیین حد روباز- زیرزمینی

#### ۴-۱- مقدمه

در این فصل، ضمن بررسی کلی پیچیدگی‌های مسأله تعیین حد روباز - زیرزمینی، یک روند نمای کلی بین مسائل انتخاب روش معدنکاری و تعیین مرز تغییر روش استخراج پیاده‌سازی شده است. بر اساس این فرآیند به‌عنوان اولین مرحله محدوده نهایی روش روباز تعیین شده و پس از آن، انتخاب روش معدنکاری زیرزمینی و امکان‌سنجی استخراج ترکیبی با هر دو روش روباز و زیرزمینی مورد بررسی و ارزیابی قرار گرفته است. در ادامه، روشی برای تعیین مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی بر اساس مدل بلوکی اقتصادی با تأکید بر تراز نهایی معدنکاری روباز ارائه شده است. در نهایت، با استفاده از این روش، تأثیر هر یک از عدم قطعیت‌های زمین‌شناسی و اقتصادی به‌صورت مجزا در تعیین حد روباز - زیرزمینی کانسار چاه‌گز مورد بررسی قرار گرفته است.

#### ۴-۲- تعیین حد روباز - زیرزمینی

تعیین مرز تغییر روش استخراج از معدنکاری روباز به زیرزمینی به‌عنوان یک چالش جدی در مرحله طراحی و برنامه‌ریزی معادن معرفی شده است. استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی از جنبه زمان به‌کارگیری به دو حالت هم‌زمان و غیر هم‌زمان مورد استفاده قرار می‌گیرد، که در این تحقیق روش غیر هم‌زمان مورد بحث و بررسی قرار داده می‌شود. در روش استخراج ترکیبی غیر هم‌زمان روباز و زیرزمینی، بخش ابتدایی کانسار که در نزدیکی سطح زمین گسترش یافته تا عمق حدی با روش روباز و از آن عمق به بعد در صورت اقتصادی بودن با یکی از روش‌های زیرزمینی استخراج خواهد شد.

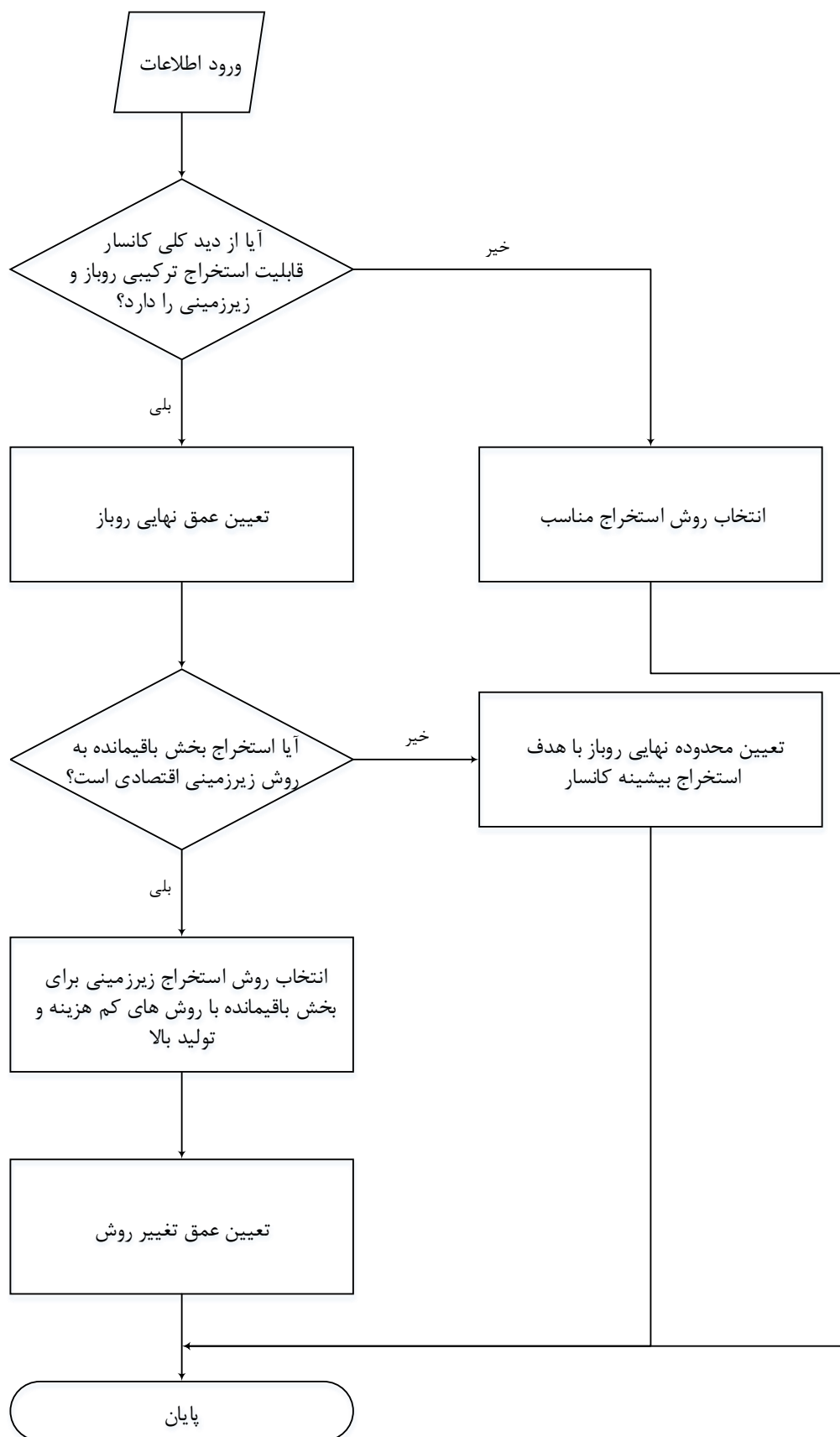
در ارتباط با روش‌های تعیین مرز تغییر روش استخراج، راه‌حل‌های اندکی ارائه شده است که در کل می‌توان آن‌ها را در دو گروه تجربی و ابتکاری دسته‌بندی کرد. با توجه به کاستی‌های راه‌کارهای موجود و در نتیجه عدم پاسخ‌گویی مناسب به نیازهای معادن گریبان‌گیر این مسأله، ارائه راه‌کاری مناسب به طور کامل محسوس است. بهینه‌سازی مرز تغییر روش استخراج مستلزم مشخص بودن بلوک‌های

استخراجی و همچنین محدوده معدنکاری در هر دو روش روباز و زیرزمینی است. تعیین محدوده معدنکاری در روش روباز با استفاده از نرم‌افزارهای توسعه‌یافته و موجود قابل‌دستیابی است. اما این در حالی است که، تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی از جمله موضوعاتی هست که باعث به وجود آمدن پیچیدگی بیش‌تر در مسأله می‌شود. در حال حاضر، تنها تعداد اندکی الگوریتم به‌منظور تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی ارائه شده که اکثر این الگوریتم‌ها به‌صورت دوبعدی بوده که علاوه بر دشوار بودن، از جواب بهینه واقعی نیز برخوردار نیستند. این موضوع نشان‌دهنده‌ی پیچیدگی مسأله در بخش معدنکاری زیرزمینی است.

در حالت کلی، نکته قابل‌توجه در مسأله وجود همبستگی و اثر متقابل بین مسائل "انتخاب روش معدنکاری"، "امکان استخراج ترکیبی روش‌های روباز و زیرزمینی" و "تعیین مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی" است. از این‌رو، با در نظر گرفتن هر یک از مسائل مذکور به‌صورت مجزا می‌تواند باعث ایجاد اشتباه در پاسخ به دست آمده شود. در این تحقیق با در نظر گرفتن اولویت هر یک از مسائل ذکر شده، برای دستیابی به راه‌حل روند نمای شکل ۴-۱ در نظر گرفته شده است. بر این اساس جزئیات روند نمای ارائه شده به شرح زیر است:

مرحله اول: پس از وارد کردن اطلاعات لازم به‌عنوان اولین مرحله، باید امکان استخراج کانسار مورد مطالعه به‌صورت مجزا و یا ترکیبی از روش‌های روباز و زیرزمینی به‌صورت مفهومی بررسی شود. اگر کانسار مورد بررسی پتانسیل استخراج به حالت ترکیبی روباز و زیرزمینی را داشته باشد، مرحله دوم مورد بررسی قرار داده می‌شود. در غیر این صورت، تنها امکان استخراج روباز و یا روش‌های زیرزمینی به‌صورت مجزا وجود دارد، پس باید مناسب‌ترین روش استخراج برای کانسار تعیین شود.

مرحله دوم: در این مرحله محدوده بهینه‌نهایی روباز در مدل کریجینگ تعیین می‌شود. هدف از این مرحله دستیابی به عمق یا تراز نهایی در استخراج با روش روباز است.



شکل ۴-۱: روند نمای انتخاب روش معدنکاری

مرحله سوم: پس از تعیین عمق نهایی روش روباز، باید پتانسیل استخراج زیرزمینی برای بخش باقیمانده کانسار که در زیر محدوده روباز قرار دارد از جنبه اقتصادی ارزیابی شود. اگر ذخیره واقع در بخش زیرزمینی از لحاظ اقتصادی برای استخراج زیرزمینی قابل ملاحظه و سودآور باشد، مرحله چهارم مورد بررسی قرار می‌گیرد. در غیر این صورت، تنها استخراج با روش روباز به صورت مجزا مدنظر است که در این حالت باید محدوده نهایی روباز با تأکید بر بیشینه ذخیره قابل استخراج با روش روباز تعیین شود.

مرحله چهارم: روش زیرزمینی مناسب برای استخراج بخش باقیمانده کانسار واقع در زیر محدوده نهایی روباز با تأکید بر روش‌های پر تولید و کم‌هزینه نظیر روش‌های تخریبی انتخاب شود. توجه به این نکته ضروری است که، اگر روش استخراج زیرزمینی انتخاب شده یکی از روش‌های تخریب بلوکی، تخریب از طبقات فرعی و حتی روش استخراج از طبقات فرعی باشد، امکان استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی به صورت غیر هم‌زمان وجود دارد.

مرحله پنجم: در این مرحله، باید عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی تعیین شود. در ادامه هریک از این مراحل به تفصیل مورد بررسی قرار داده می‌شود.

#### ۴-۲-۱- امکان‌سنجی استخراج ترکیبی با روش‌های روباز و زیرزمینی

به‌عنوان یک قاعده کلی لازم و ضروری است تا پتانسیل کانسار برای استخراج با هر یک از روش‌های معدنکاری روباز و زیرزمینی و یا استخراج به صورت ترکیبی از هر دو روش مورد بررسی و ارزیابی قرار داده شود. انتخاب روش معدنکاری یکی از مهم‌ترین تصمیمات در مرحله طراحی معادن به شمار می‌رود. انتخاب هر یک از روش‌های روباز و زیرزمینی و یا ترکیبی از هر دو روش به خصوصیات هندسی کانسار، موقعیت کانسار نسبت به سطح زمین، مسائل اقتصادی و غیره وابسته است. در صورتی که کانسار دارای گسترش عمقی از سطح زمین باشد، مطالعات امکان‌سنجی استخراج به صورت ترکیبی از هر دو روش

رو باز و زیرزمینی برای دستیابی به افزایش تولید، می‌تواند در دستور کار قرار داده شود. در این تحقیق، کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز به‌عنوان مطالعه موردی انتخاب شده است. کانسار چاه‌گز از نظر هندسی دارای شکل توده‌ای بوده که از نزدیکی سطح زمین تا عمق ۷۳۰ متری گسترش یافته است. از این‌رو، با توجه به موارد فوق و همچنین خصوصیات این کانسار، می‌توان امکان استخراج ترکیبی با هر دو روش روباز و زیرزمینی در کانسار چاه‌گز، مورد ارزیابی قرار داده شود. لذا، کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز به‌منظور تعیین مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی برای این مطالعه مناسب است.

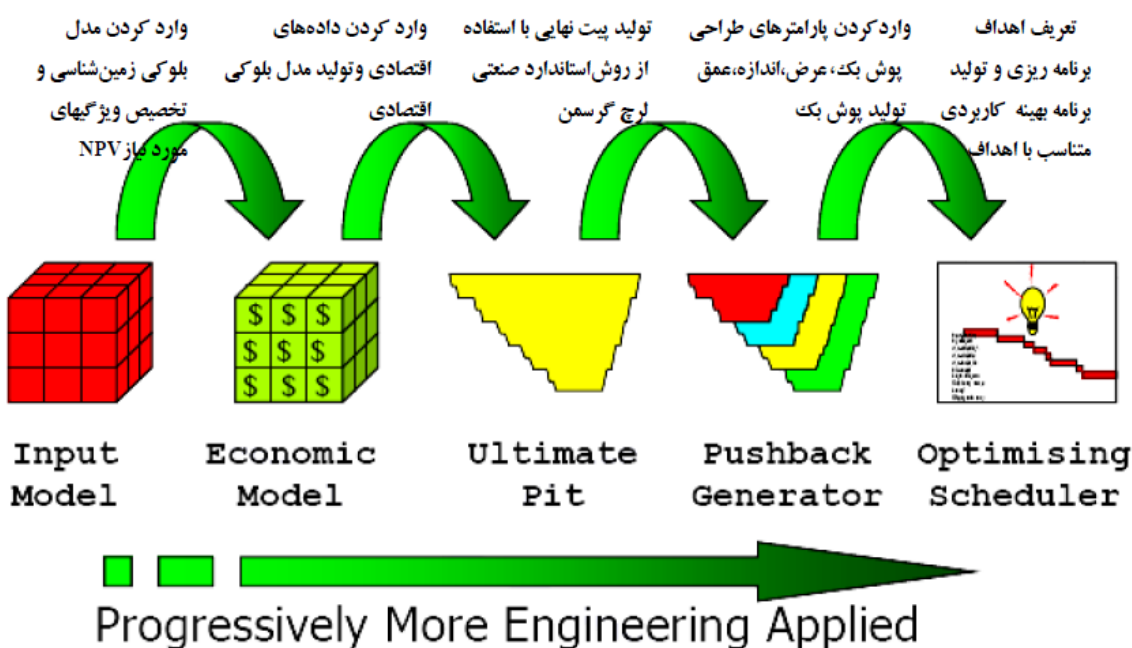
#### ۴-۲-۲- محدوده نهایی معدنکاری روباز

درواقع هدف از طراحی و برنامه‌ریزی در معادن، دستیابی به برنامه‌ریزی تولید است. برنامه‌ریزی تولید یک معدن بیانگر نحوه استخراج ذخیره در طول عمر آن و بر مبنای رعایت محدودیت‌های فنی و عملیاتی است به‌نحوی که مقدار نقدینگی در طول عمر معدن و ارزش خالص فعلی حاصل از آن بیشینه شود. برای رسیدن به این هدف، باید به سه سؤال اساسی به‌طور هم‌زمان پاسخ داده شود که: الف) آیا یک بلوک استخراج می‌شود یا خیر؟ ب) در صورت استخراج، این بلوک در چه زمانی استخراج می‌شود؟ و ج) مقصد ارسال بلوک استخراج‌شده کجاست؟ پاسخ‌گویی به این سه سؤال به‌طور هم‌زمان امکان‌پذیر نیست. از این‌رو، طی یک فرآیند تکراری به این سه سؤال پاسخ داده می‌شوند. بدین‌صورت که پس از تهیه و ساخت مدل بلوکی اقتصادی ذخیره، محدوده نهایی با هدف بیشینه‌سازی سود تعیین می‌شوند. در ادامه با انجام برنامه‌ریزی تولید، زمان استخراج هر یک از بلوک‌های ماده معدنی در داخل محدوده نهایی با هدف بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی مشخص می‌شود. با توجه به مطالب فوق تعیین محدوده نهایی یک بخش اساسی در طراحی معادن روباز به شمار می‌رود.

طبق تعریف، هر ذخیره معدنی که با روش روباز استخراج می‌شود از نظر اقتصادی دارای یک محدوده است که در آن محدوده استخراج با روش روباز امکان‌پذیر و خارج از آن محدوده استخراج با روش روباز از نظر اقتصادی میسر نیست. به این محدوده که در آن استخراج با روش روباز از توجیه فنی

و اقتصادی برخوردار است محدوده نهایی معدن گفته می‌شود. محدوده نهایی در واقع محدوده‌ای است که اگر با رعایت محدودیت‌های فنی و عملیاتی همین امروز تمام بلوک‌های کانسنگ و باطله موجود در داخل این محدوده استخراج شوند، بیش‌ترین سود را در بر خواهد داشت. از این محدوده علاوه بر انجام برنامه‌ریزی تولید، در تعیین محل انباشت باطله، تعیین محل احداث تأسیسات و کارخانه فرآوری و همچنین برای تعیین مسیرهای دسترسی استفاده می‌شود.

در حالت کلی روش‌های بهینه‌سازی محدوده نهایی را می‌توان به روش‌های با مبنای ریاضی و روش‌های ابتکاری تقسیم‌بندی نمود. با این حال، از میان این روش‌ها تنها الگوریتم سه‌بعدی لرج و گرسمن در بین تمام بسته‌های نرم‌افزاری به‌منظور تعیین محدوده نهایی معادن روباز قابل اطمینان شناخته شده و همچنین به طور گسترده و در نرم‌افزار NPVScheduler مورد استفاده قرار گرفته است. در این تحقیق، به‌منظور تعیین محدوده نهایی و انجام برنامه‌ریزی تولید از نرم‌افزار ۴ NPVScheduler استفاده شده است. از این نرم‌افزار برای تهیه مدل اقتصادی، بهینه‌سازی محدوده نهایی، تعیین فازهای استخراجی و توالی بهینه فازها و برنامه‌ریزی تولید استفاده می‌شود. مراحل طی شده برای تعیین محدوده نهایی بهینه و برنامه‌ریزی تولید توسط نرم‌افزار NPVScheduler در شکل ۴-۲ نشان داده شده است.



شکل ۴-۲: گام‌های اساسی برنامه‌ریزی تولید بلندمدت در نرم‌افزار NPVScheduler

اساس الگوریتم لرج گرسمن بر مبنای استفاده از مدل بلوکی اقتصادی و درنهایت تعیین محدوده نهایی معدن است. لذا، در مرحله اول با در نظر گرفتن پارامترهای اقتصادی، مدل بلوکی اقتصادی تهیه می‌شود. در جدول ۴-۱ پارامترهای فنی و اقتصادی کانسار چاه‌گز نشان داده شده است.

جدول ۴-۱: پارامترهای فنی و اقتصادی کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز

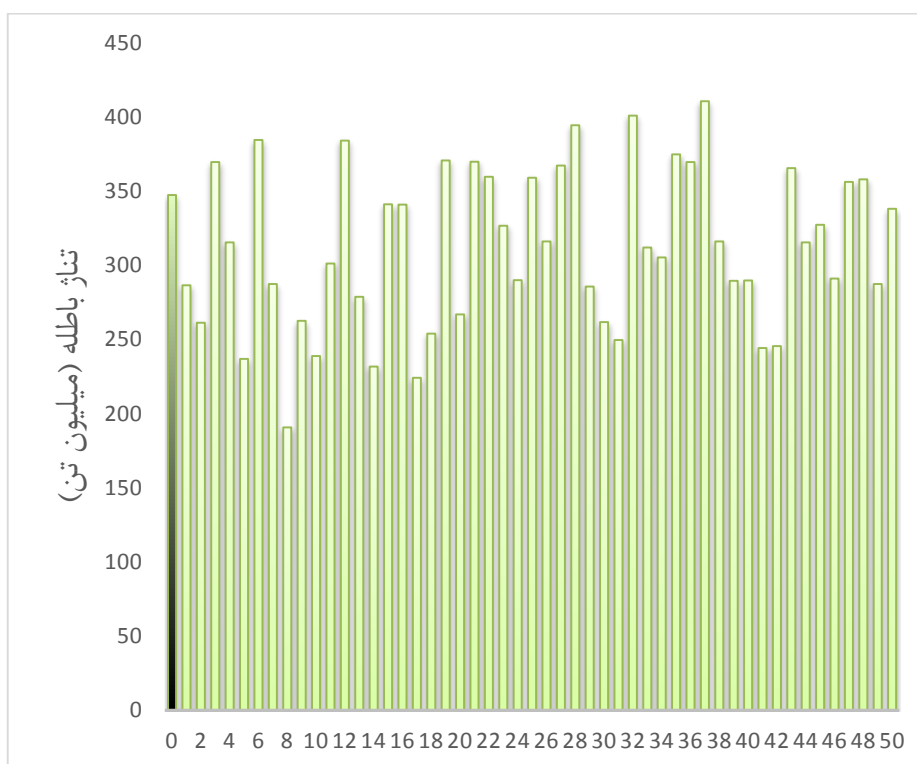
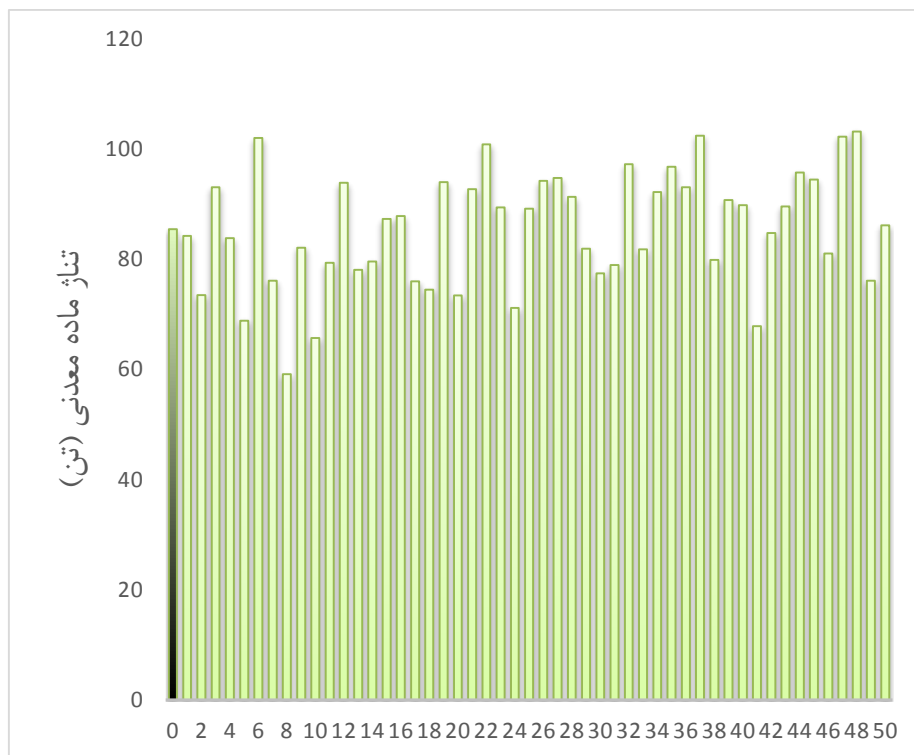
پارامتر	مقدار
تولید سالیانه کانسنگ	۳ میلیون تن
شیب نهایی معدن	۴۰ درجه
چگالی سنگ‌آهن	۱/۷۷۱ + (عیار آهن) ۰/۰۴۲
هزینه استخراج ماده معدنی	۱/۷۳ دلار بر تن
هزینه استخراج باطله	۱/۵ دلار بر تن
هزینه فرآوری	۱۲/۵ دلار بر تن کانسنگ
قیمت فروش کنسانتره آهن با عیار ۶۶ درصد	۶۰ دلار بر تن
بازیابی استخراج روباز	۹۵ درصد
بازیابی کارخانه فرآوری	۸۵ درصد
عیار حد	۲۰ درصد
نرخ تنزیل سالیانه	۱۲ درصد
روزهای کاری در یک سال	۳۶۵ روز
ترقیق	۵ درصد

در این مرحله، با استفاده از این پارامترهای اقتصادی و مدل‌های عیاری حاصله از مدل کریجینگ و مدل‌های شبیه‌سازی شده، مدل بلوکی اقتصادی هر یک از این مدل‌ها تشکیل شده است. سپس، با

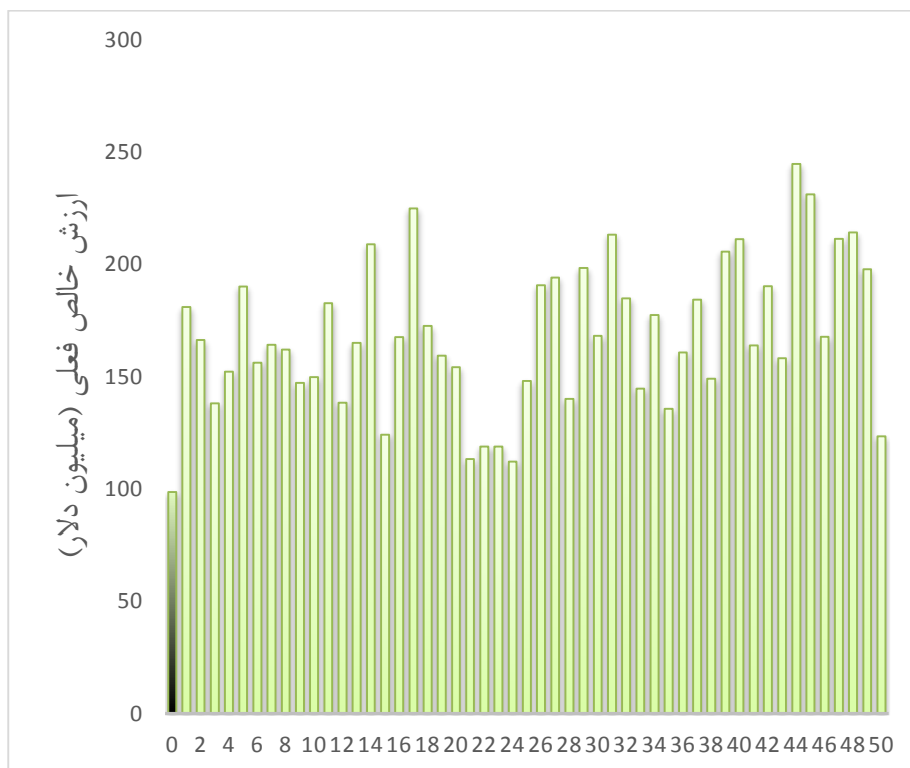
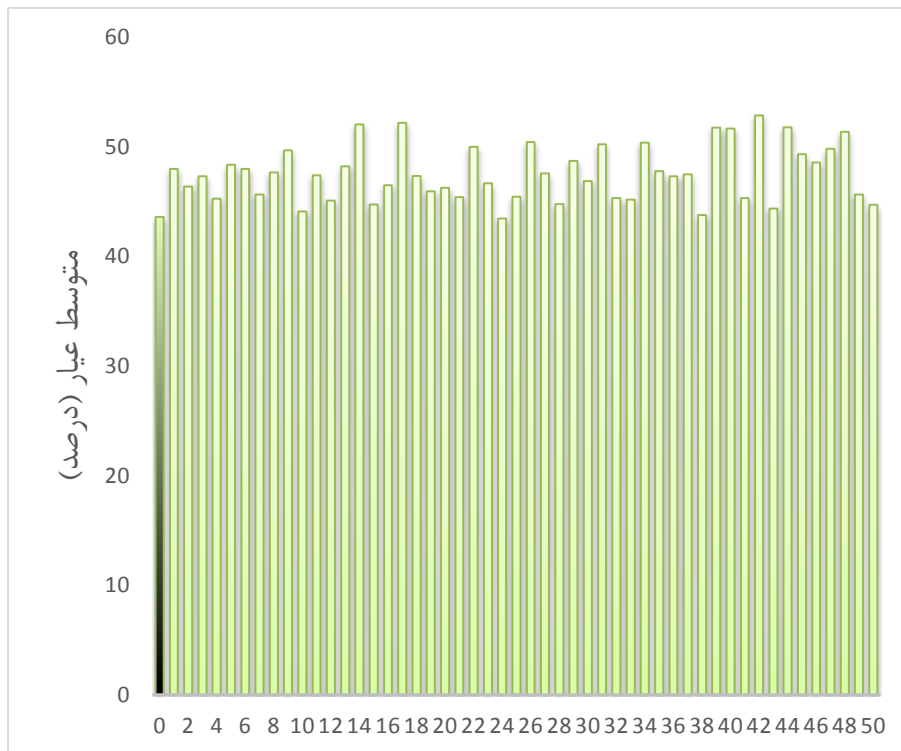


استفاده از الگوریتم لرج گرسمن محدوده نهایی هر یک از مدل‌های اقتصادی تعیین شده است. برای مقایسه مدل کریجینگ با مدل‌های شبیه‌سازی شده نمودار پارامترهایی از قبیل ارزش خالص فعلی، عیار متوسط، ذخیره قابل معدنکاری و مقدار باطله موجود در پیت روباز، در شکل‌های ۳-۴ و ۴-۴ نشان داده است. علاوه بر این، جزئیات این نتایج در جدول ۲-۴ به‌منظور مقایسه روش کریجینگ و شبیه‌سازی نشان داده شده است. با استنباط از این نتایج می‌توان به این نتیجه رسید که، در روش شبیه‌سازی گوسی متوالی بازیافت ماده معدنی در مقایسه با پیت حاصل از روش کریجینگ نسبتاً بهبود یافته است. با این حال، بازیافت ماده معدنی بالاتر نمی‌تواند به‌تنهایی به‌عنوان یک شاخص اقتصادی برای انتخاب پیت بهینه در نظر گرفته شود. از این‌رو، تصمیم نهایی بر طبق ارزش خالص فعلی به دست آمده از هر دو روش خواهد بود. لذا، با مقایسه نقاط ارزش خالص فعلی حاصل از هر دو روش کریجینگ و شبیه‌سازی می‌توان به این نتیجه رسید که ارزش خالص فعلی به دست آمده از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی (۱۶۹/۵۸ میلیون دلار) در مقایسه با روش کریجینگ (۹۸/۶ میلیون دلار) بیشتر است.

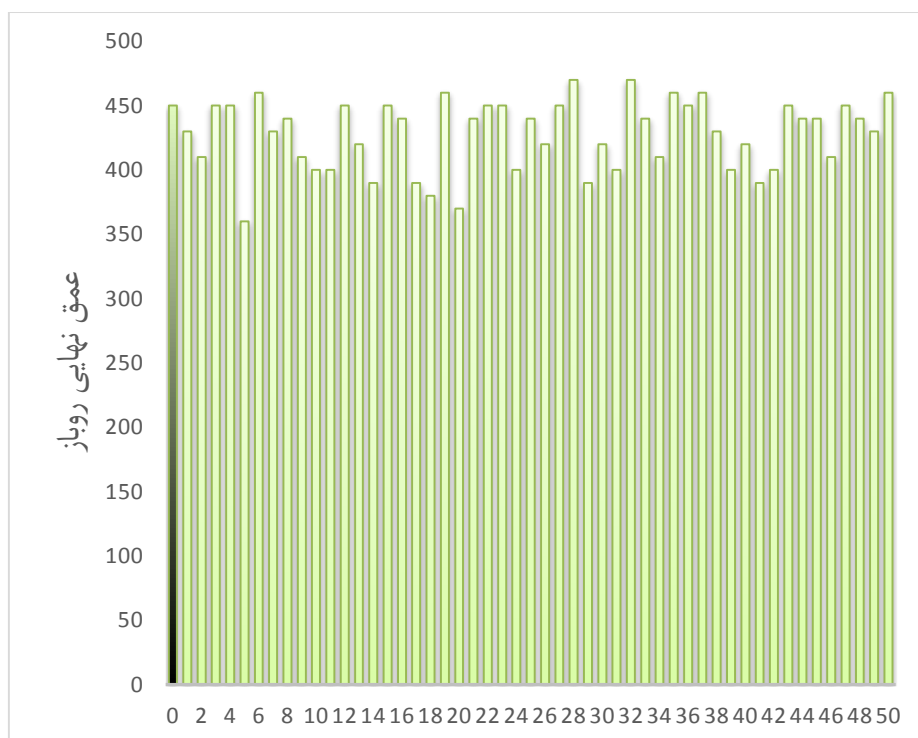
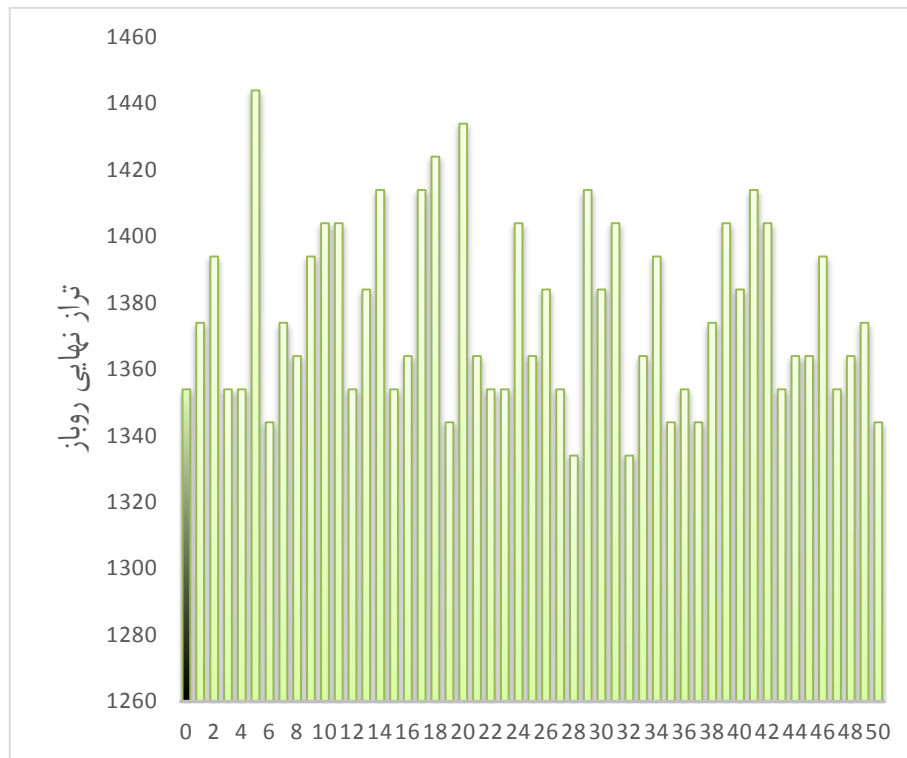
با توجه به روند در نظر گرفته شده در این تحقیق، هدف از تعیین محدوده نهایی در این تحقیق دستیابی به پارامتر تراز یا عمق نهایی معدنکاری روباز است. از این‌رو، می‌توان تراز و عمق نهایی معدنکاری روباز به دست آمده از هر دو روش کریجینگ و شبیه‌سازی گوسی متوالی را در شکل ۴-۵ مشاهده کرد. تراز نهایی در مدل کریجینگ در تراز ۱۳۵۴ یعنی در عمق ۴۵۰ متری و متوسط تراز نهایی حاصل از مدل‌های شبیه‌سازی شده در تراز ۱۳۷۴ یعنی در عمق ۴۳۰ متری به دست آمده است. این بدان معنی است که مدل کریجینگ محدوده بیشتری را برای معدنکاری روباز در نظر گرفته است. این در حالی است که، در مدل‌های شبیه‌سازی شده با کمتر بودن محدوده نهایی، ارزش خالص فعلی در حدود ۴۹ درصد بیش‌تر از روش کریجینگ به دست آمده است.



شکل ۳-۴: مقایسه تناژ ماده معدنی و باطله به دست آمده از روش کریجینگ (نوار سیاه) و ۵۰ تحقق حاصل از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی



شکل ۴-۴: مقایسه متوسط عیار ذخیره قابل استخراج و ارزش خالص فعلی به دست آمده از روش کریجینگ (نوار سیاه) و ۵۰ تحقق حاصل از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی



شکل ۴-۵: تراز و عمق نهایی معدنکاری روباز حاصل از هر دو روش کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی گوسی متوالی

جدول ۴-۲: جزئیات محدوده نهایی در مدل‌های کریجینگ و شبیه‌سازی گوسی متوالی

بازه تعیین شده برای مدل‌های شبیه‌سازی شده				مدل کریجینگ	پارامترهای روش استخراج روباز
انحراف معیار	بیشینه	کمینه	میانگین		
۲۷/۱۸۹	۱۴۴۴	۱۳۳۴	۱۳۷۴	۱۳۵۴	تراز نهایی (متر)
۲۷/۱۸۹	۴۷۰	۳۶۰	۴۳۰	۴۵۰	عمق نهایی (متر)
۱۰/۳۷۶	۱۰۳/۲۱۸	۵۹/۱۷۳	۸۵/۶۳۶	۸۵/۵۳۲	ذخیره قابل معدنکاری (میلیون تن)
۵۳/۶۵۳	۴۱۰/۶۴	۱۹۰/۷۷۱	۳۱۲/۰۸۴	۳۴۷/۳۲۲	میزان باطله (میلیون تن)
۲/۴۹۵	۵۲/۸۷	۴۳/۴۴۷	۴۷/۶۰۲	۴۳/۶۱۳	متوسط عیار ذخیره قابل استخراج (درصد)
۳۱/۷۵۳	۲۴۴/۶۹۳	۱۱۲/۲۷۱	۱۶۹/۵۸۳	۹۸/۵۹۷	ارزش خالص فعلی (میلیون دلار)

#### ۴-۲-۳- انتخاب روش استخراج مناسب برای معدنکاری زیرزمینی

با توجه به وجود تفاوت‌های زیاد در بین روش‌های استخراج زیرزمینی به‌ویژه در ترتیب استخراج بلوک‌ها به‌صورت پایین‌رو یا بالا‌رو، امکان ارایه روشی که بتواند پاسخ‌گوی تمامی محدودیت‌های این روش‌ها باشد، دور از دسترس است. در نتیجه در استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی و تعیین عمق مورد نظر ضروری است روش استخراج زیرزمینی مناسب از پیش مشخص باشد.

استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی از جنبه به‌کارگیری به دو حالت هم‌زمان و غیر هم‌زمان مورد استفاده قرار می‌گیرد. گرچه استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی به‌صورت هم‌زمان امکان‌پذیر است، اما موارد استفاده آن محدود بوده و در مواردی مورد استفاده قرار می‌گیرد که با توجه به شرایط و با تأکید بر هدف‌های استخراجی استفاده از آن قابل توجیه باشد. در صورت به‌کارگیری حالت ترکیبی استخراج به‌طور هم‌زمان، ممکن است بر اثر استخراج زیرزمینی کانسار، بخشی از معدن روباز دچار ناپایداری شود که در این شرایط ادامه فعالیت‌های استخراجی در بخش روباز غیرممکن خواهد بود. برای جلوگیری از

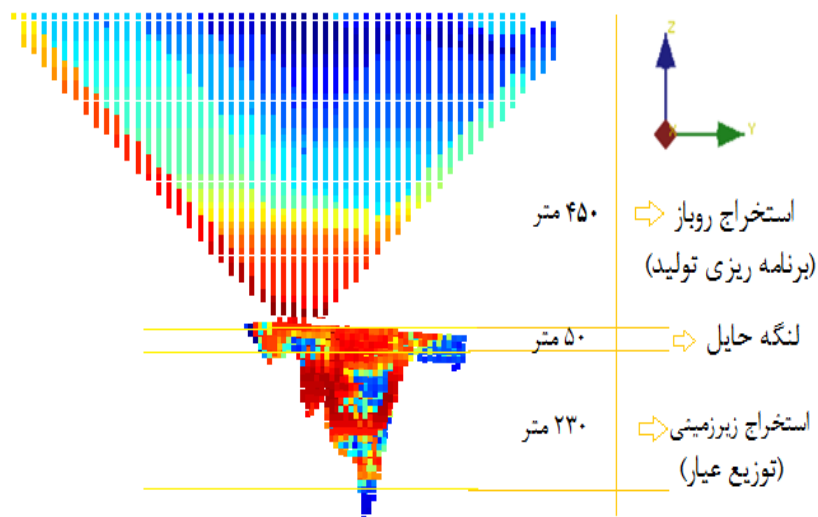
این مشکلات در حالت استخراج هم‌زمان باید از روش‌های زیرزمینی استفاده شود که در آن‌ها سقف و کمر به طور کامل با دقت بیش‌تری نگهداری شوند. در این حالت، استفاده از روش‌های پر تولید نظیر روش‌های تخریبی، روش استخراج از طبقات فرعی و استخراج انباره‌ای به دلیل ایجاد ناپایداری در بخش روباز مجاز نیست. این در حالی است که در استخراج ترکیبی غیر هم‌زمان علاوه بر روش‌های تخریبی می‌توان از سایر روش‌های پر تولید نظیر استخراج از طبقات فرعی نیز استفاده کرد.

باین‌حال، با توجه به موارد ذکر شده و بررسی‌های انجام شده در ارتباط با معادنی که به‌صورت ترکیبی و غیر هم‌زمان در حال استخراج هستند، به‌جز اندک مواردی که در بخش زیرزمینی از روش استخراج از طبقات فرعی استفاده شده است، در اکثر موارد در انتخاب روش با تأکید بر هزینه کم و تولید بالا، تأکید بر به‌کارگیری روش‌های کارگاه تخریبی نظیر تخریب از طبقات فرعی و تخریب بلوکی بوده است. در این تحقیق نیز با توجه به نوع ماده معدنی و هندسه کانسار استفاده از روش تخریب از طبقات فرعی برای استخراج محدوده زیرزمینی انتخاب شده است.

#### ۴-۲-۴- ارزیابی اقتصادی نهشته باقیمانده برای معدنکاری زیرزمینی

اطلاع از ارزش پروژه از جمله معیارهای بنیادی برای تصمیم‌گیری‌نهایی در مورد پیش رفتن به سمت سرمایه‌گذاری است. در طول چند دهه گذشته از روش تنزیل جریانات نقدی (روش DCF) به‌عنوان ابزاری کارآمد و استاندارد برای ارزیابی پروژه‌های سرمایه‌گذاری در مطالعات امکان‌سنجی و فرآیند تصمیم‌گیری به کار گرفته شده است. استفاده از روش DCF مستلزم در اختیار داشتن پارامترهایی از قبیل برنامه زمان‌بندی تولید (تناژ و عیار)، هزینه‌های عملیاتی و هزینه‌های سرمایه‌ای در طول سال‌های بهره‌برداری است. از طرفی انجام برنامه زمان‌بندی تولید نیازمند تعیین محدوده‌نهایی معدنکاری زیرزمینی است. تعیین محدوده‌نهایی معدنکاری زیرزمینی از جمله مسائل دشوار و پیچیده و زمان‌بر در علم معدنکاری به شمار می‌رود. از این‌رو، با توجه به پیچیدگی بالای مسأله و همچنین خارج بودن انجام آن از نظر زمانی از قالب این پایان‌نامه، در این تحقیق فرض بر این است که تمام بلوک‌ها در

بخش باقیمانده کانسار، در محدوده معدنکاری زیرزمینی قرار دارند و عملیات معدنکاری بر روی همه آنها صورت خواهد گرفت. پس به منظور انجام برنامه زمان بندی تولید، تناژ استخراجی در هر سال بر مبنای ظرفیت کارخانه فراوری تعیین شده است و با توجه به روش تخریب از طبقات فرعی که استخراج از تراز بالا به پایین انجام می شود، برنامه زمان بندی تولید برای تعیین متوسط عیار در طی سال های بهره برداری از ترازهای بالاتر به سمت تراز انتهایی نهشته صورت پذیرفته است. از سوی دیگر، نکته قابل ملاحظه در نظر گرفتن حریم بین محدوده معدنکاری روباز و زیرزمینی است. منظور از حریم جاگذاری چند تراز از انتهای محدوده نهایی روباز تا تراز استخراج زیرزمینی است که به عنوان لنگه حایل شناخته می شود. در اینجا ۵۰ متر به عنوان لنگه حایل بین هر دو روش استخراج روباز و زیرزمینی در نظر گرفته شده است. در شکل ۴-۶ محدوده معدنکاری روباز، لنگه حایل و محدوده معدنکاری زیرزمینی در کانسار چاه گز نشان داده شده است.



شکل ۴-۶: استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی با در نظر گرفتن لنگه حایل بر اساس مدل کریجینگ - کانسار چاه گز

همان طور که گفته شد، هزینه های عملیاتی و سرمایه ای از جمله ملزومات در ارزیابی اقتصادی یک پروژه معدنی محسوب می شوند. یک نهشته معدنی نمی تواند توسعه یابد، مگر اینکه سود عملیاتی بعد از مالیات و هزینه های سرمایه ای مورد نیاز برآورد شوند، آنگاه با در نظر گرفتن این دو عامل، تصمیم گیری برای توسعه معدنکاری مورد قضاوت قرار گیرد.

برآورد هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌ای به دانش معدنکاری، شرایط فراوری مواد معدنی و همچنین کیفیت روش‌های ارزیابی وابسته هستند. در این تحقیق، به منظور ارزیابی اقتصادی نهشته باقیمانده کانسار به عنوان یک مطالعه امکان‌سنجی اولیه با استفاده از روابط ارائه شده توسط آقای آهارا، هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌ای با توجه به روش استخراج زیرزمینی انتخاب شده، تخمین زده شده است. در این روش تخمین، مبنای محاسبات ظرفیت تولید روزانه است، که با توجه به ظرفیت تولید سالیانه محاسبه می‌شود. از این رو، با توجه به ظرفیت تولید ۳ میلیون تن در سال و با استفاده از روابط آهارا<sup>۱</sup>، برآورد هزینه عملیاتی و سرمایه‌ای صورت گرفته است. در جدول ۴-۳ و ۴-۴ به ترتیب هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌ای برآورد شده نشان داده شده است (روابط در پیوست ۱).

جدول ۴-۳: هزینه‌های عملیاتی برآورد شده با روابط آهارا بر مبنای ظرفیت تولید ۸۵۰۰ تن در روز

پارامتر	هزینه عملیاتی (دلار بر تن)	روابط
نیروی انسانی	۴/۴۷	$^{-0/234} \text{ (ظرفیت تولید)} \times 37$
تجهیزات	۰/۴۷۹	$^{-0/118} \text{ (ظرفیت تولید)} \times 1/39$
فولاد مصرفی	۰/۹۴۸	$^{-0/007} \text{ (ظرفیت تولید)} \times 1/01$
چوب مصرفی	۰/۱۸۴	$^{0/} \text{ (ظرفیت تولید)} \times 0/184$
سوخت	۰/۱۴۶	$^{-0/192} \text{ (ظرفیت تولید)} \times 0/83$
ماده منفجره	۰/۶۶۴	$^{-0/01} \text{ (ظرفیت تولید)} \times 0/727$
نیروی برق	۰/۱۷۸	$^{-0/325} \text{ (ظرفیت تولید)} \times 3/35$
مواد مصرفی	۱/۱۳۲۵	$A^2$
جمع	۸/۱۹۸	

<sup>۱</sup> - O'Hara

<sup>۲</sup> -  $A = 0/36 \times \text{ (ظرفیت تولید)}^{-0/193} + 0/49 \times \text{ (ظرفیت تولید)}^{-0/107} + 3/73 \times \text{ (ظرفیت تولید)}^{-0/186} + 0/385 \times \text{ (ظرفیت تولید)}^{-0/079}$



جدول ۴-۵: هزینه‌های سرمایه‌ای برآورد شده با روابط آهارا بر مبنای ظرفیت تولید ۸۵۰۰ تن در روز

پارامتر	هزینه سرمایه‌ای (دلار)
هزینه ثابت چاه دایره‌ای	۶۲۴۰۵۳/۰۸۲۴
احداث چاه (فاکتور عمق)	۹۲۷۲۶۳۲/۵۲۷
پاک‌سازی سایت	۱۰۳۲۳/۲۷۱۱۷
تجهیزات بالابری	۶۰۵۲۵۸۱/۴۹۴
هزینه نصب	۷۷۳۷۳۰/۱۴۸۹
ساخت اتاق بالابری	۱۸۸۶۴۸۰/۹۰۶
تأسیسات بالای چاه	۱۳۴۶۳۳۳۸/۱۵
قفس بالابری	۳۹۴۱۷۷/۰۰۷۴
آماده‌سازی	۸۰۱۶۶۵/۲۷۲۸
آماده‌سازی کارگاه‌ها	۱۴۶۰۲۳۰۸/۷۳
تجهیزات باربری، حمل و آتشباری	۴۳۰۹۹۳۰/۳۰۸
سیستم تهویه	۴۰۷۳۹/۸۹۶
سیستم آبکشی	۸۵۲۰۲۸/۵۳۵
تأمین آب	۱۹۷۷۱۶/۷۴
سنگ‌شکن اولیه در ته چاه	۳۱۲۱۵۶/۱۷
نصب سنگ‌شکن اولیه	۱۱۸۲۵۳/۱۰۲
کارگاه تعمیر و نگهداری زیرزمینی	۵۴۴۶۵۳/۶۶
کمپرسور	۶۵۸۹۳۸/۳۷۱
توزیع هوای فشرده و آب (لوله‌کشی)	۸۳۸۸۲۳/۱۵
توزیع برق (کابل)	۱۶۸۴۹۰۷/۹۶۱
جمع	۵۷۴۳۹۴۳۸/۴۸

از موضوعات کلیدی در مطالعات امکان‌سنجی و ارزیابی اقتصادی، محاسبه دقیق شاخص‌های اقتصادی است. متداول‌ترین معیارها در روش تنزیل جریان‌ات نقدی برای ارزیابی پروژه‌های سرمایه‌گذاری در صنعت معدنکاری، شاخص ارزش خالص فعلی و نرخ بازده داخلی هستند، که در چند دهه گذشته به‌عنوان معیارهای استاندارد و کارآمد شناخته شده‌اند. انجام محاسبات جریان نقدینگی بر اساس برنامه زمان‌بندی با در نظر گرفتن ظرفیت تولید ۳ میلیون تن در سال صورت گرفته است. بر اساس محاسبات صورت گرفته ذخیره باقیمانده برای استخراج زیرزمینی ۱۲/۳۳ میلیون تن برآورد شده که با توجه به ظرفیت تولید این میزان ذخیره در طی ۴ سال و دو ماه می‌تواند مورد بهره‌برداری قرار داده شود. در نهایت با در نظر گرفتن برنامه زمان‌بندی تولید و هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌ای برآورد شده، جدول جریان‌ات نقدی تنزیل یافته تشکیل شده است. در جدول ۴-۶ جریان‌ات نقدی تنزیل یافته نشان داده شده است. با توجه به نتایج حاصل از جدول جریان‌ان نقدی، ارزش خالص فعلی ۴۰/۱۹ میلیون دلار و نرخ بازگشت سرمایه ۴۷ درصد برآورد شده است. از این‌رو، می‌توان نتیجه گرفت، استخراج بخش باقیمانده کانسار چاه‌گز با روش زیرزمینی از توجیه اقتصادی برخوردار است.

#### ۴-۲-۵- تعیین مرز تغییر روش استخراج

استخراج از معادن به روش روباز با عمیق شدن پیت با مشکلات متعدد اقتصادی و زیست‌محیطی مواجه می‌شود. علاوه بر این، در این حالت به علت کاهش فضای معدنکاری در انتهای پیت و افزایش نسبت باطله‌برداری، روش روباز اقتصادی نخواهد بود. از این‌رو، مسأله تعیین مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی به‌منظور کاهش این مشکلات و افزایش سود حاصل از عملیات معدنکاری می‌تواند مورد توجه قرار داده شود.

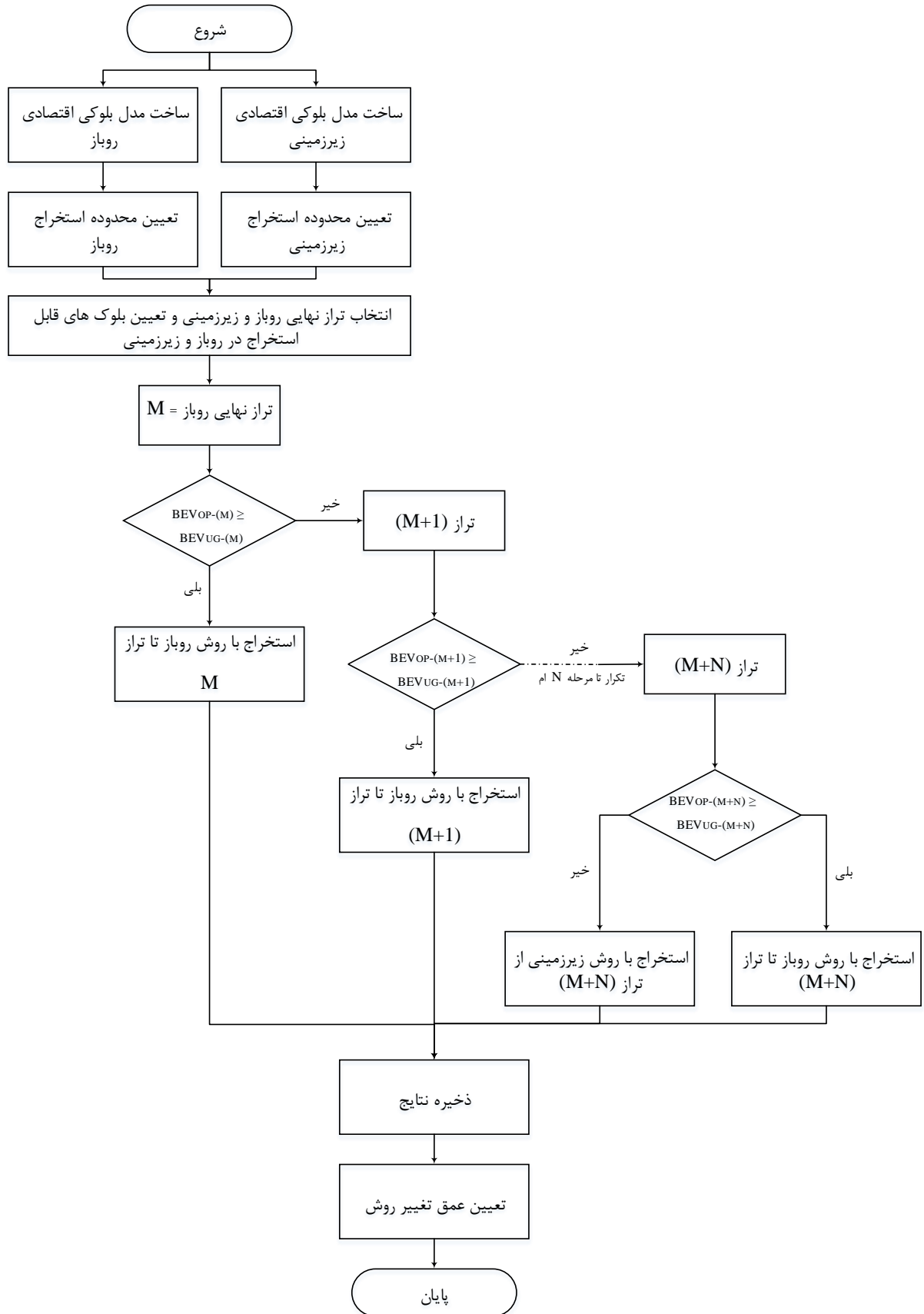
جدول ۴-۶: جریانات نقدی تنزیل یافته

سال	۰	۱	۲	۳	۴	۵
تناژ استخراجی (میلیون تن)	۲/۹۹۶	۲/۹۹۸	۲/۹۹۷	۳	۰/۳۳	
متوسط عیار (درصد)	۴۴/۹۹۴	۵۰/۵۵	۵۶/۸۶۲	۴۹/۲۸۹	۴۱/۳۳۶	
قیمت (دلار)	۶۰	۶۰	۶۰	۶۰	۶۰	
درآمد (میلیون دلار)	۸۰/۸۳۷	۹۰/۹۲۸	۱۰۲/۲۳	۸۸/۸۳۱	۸/۱۳۹	
هزینه عملیاتی سالیانه (میلیون دلار)	۲۴/۵۹۴	۲۴/۵۹۴	۲۴/۵۹۴	۲۴/۵۹۴	۳/۲۸	
استهلاک (میلیون دلار)	۷/۳۷	۷/۳۷	۷/۳۷	۷/۳۷	۷/۳۷	
درآمد مشمول مالیات	۷۳/۵۰۳	۸۳/۵۵۸	۹۴/۸۶	۸۱/۴۶۱	۰/۷۷	
مالیات (میلیون دلار)	۳۵	۲۵/۷۲۶	۲۹/۲۴۵	۳۳/۲۰۱	۲۸/۵۱۱	۰/۲۷
نقد رسیده	۳۰/۵۵۳	۳۷/۰۸۸	۴۴/۴۳۵	۳۵/۷۲۵	۴/۵۹۱	
نقد رفته	۵۷/۴۴	-	-	-	-	-
نرخ بهره	٪۱۸	۰/۸۴۷۵	۰/۷۱۸۲	۰/۶۰۸۶	۰/۵۱۵۸	۰/۴۳۷۱
جریانات نقدی	-۵۷/۴۴	۳۰/۵۵۳	۳۷/۰۸۸	۴۴/۴۳۵	۳۵/۷۲۵	۴/۵۹۱
جریان نقدی تنزیل یافته	-۵۷/۴۴	۲۵/۸۹۳	۲۶/۶۳۶	۲۷/۰۴۴	۱۸/۴۲۷	۴/۰۱
ارزش خالص فعلی (میلیون دلار)	۴۰/۱۹۲					
نرخ بازده داخلی (درصد)	٪۴۷					

در این پایان‌نامه، به‌منظور تعیین عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی در کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز از الگوریتم ارایه شده در شکل ۴-۷ استفاده شده است. اساس این الگوریتم استفاده از مدل‌های بلوکی اقتصادی تهیه شده از هر دو روش روباز و زیرزمینی با تأکید بر تراز نهایی معدنکاری روباز است. الگوریتم ارایه شده به‌گونه‌ای است که برای تعیین مرز تغییر روش استخراج، از تراز نهایی روباز به سمت ترازهای بالاتر مورد بررسی و ارزیابی اقتصادی قرار داده می‌شود.

انتخاب تراز نهایی به‌عنوان آخرین تراز انتخابی برای استخراج با روش روباز به این دلیل است که، (مطابق با تعریف محدوده نهایی روباز) استخراج با روش روباز تا این تراز دارای بیشینه سود بوده و خارج از این محدوده استخراج روباز از توجیه اقتصادی لازم برخوردار نیست. لذا، انتخاب ترازهای پایین‌تر از تراز نهایی علاوه بر کاهش سود معدنکاری با روش روباز، منجر به کاهش تناژ و سال‌های بهره‌برداری با روش معدنکاری زیرزمینی خواهد شد. از این‌رو، به‌منظور تعیین مرز تغییر روش استخراج، تراز نهایی روباز به‌عنوان اولین تراز برای ارزیابی اقتصادی در هر دو روش روباز و زیرزمینی در نظر گرفته شده و با مقایسه بین سود به دست آمده از هر دو روش روباز و زیرزمینی مرز تغییر روش استخراج تعیین خواهد شد. به‌منظور پیاده‌سازی الگوریتم شکل ۴-۷ مراحل و فرضیات به کار رفته در آن باید به ترتیب زیر انجام شود:

مرحله اول: به‌عنوان اولین مرحله، باید مدل بلوکی اقتصادی برای هر دو روش روباز و زیرزمینی تهیه شود. به این صورت که، ارزش بلوک‌ها در روش روباز با کسر هزینه‌های فراوری و استخراج مربوط به روش روباز از درآمد حاصل از فروش سنگ‌آهن بازیابی شده و ارزش بلوک‌ها در روش زیرزمینی با کسر هزینه‌های فراوری و استخراج مربوط به روش زیرزمینی از درآمد تعیین می‌شود. در این مرحله باید به این نکته توجه کرد که هزینه‌های معدنکاری با روش روباز به ازای هر تراز روندی افزایشی داشته و بیش‌ترین هزینه معدنکاری مربوط به تراز نهایی روباز است. این در حالی است که هزینه معدنکاری در روش زیرزمینی در ترازها افزایشی نبوده و بدون تغییر، ثابت در نظر گرفته شده است.



شکل ۴-۷: الگوریتم تعیین مرز تغییر روش استخراج بر مبنای مدل بلوکی اقتصادی با تأکید بر تراز نهایی روباز

مرحله دوم: در این مرحله، باید محدوده نهایی استخراج بر روی مدل‌های اقتصادی حاصل از مرحله اول برای هر دو روش روباز و زیرزمینی تعیین شود. در روش روباز محدوده معدنکاری با استفاده از نرم‌افزار NPVScheduler انجام شده و بلوک‌های استخراجی در این روش مشخص شده است. از طرفی با توجه به مشکل و پیچیده بودن تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی فرض شده است تمام بلوک‌های موجود در محدوده معدنکاری زیرزمینی قرار دارند.

مرحله سوم: با توجه به محدوده‌های استخراجی در روش‌های روباز و زیرزمینی به دست آمده از مرحله دوم، باید بلوک‌های قابل استخراج مرتبط با هر تراز برای هر دو روش استخراج روباز و زیرزمینی مشخص شود.

مرحله چهارم: پس از مشخص شدن بلوک‌های قابل استخراج در هر تراز در هر دو روش استخراج روباز و زیرزمینی، با انتخاب تراز نهایی روباز، مقایسه سود حاصل از استخراج در روش‌های روباز و زیرزمینی از این تراز شروع می‌شود.

در اجرای این روش، اگر ارزش اقتصادی بلوک‌های قابل استخراج با روش زیرزمینی در تراز نهایی روباز (M) بیش‌تر از حالت روباز باشد، فرآیند در ترازهای بالاتر از تراز نهایی روباز تکرار می‌شود. در این روش برای مقایسه سود حاصل از استخراج روباز و زیرزمینی هر تراز به صورت رابطه (۴-۱) است.

$$BEV_{(OP\&UG)M} = \text{Max}(BEV_{OP(M)}, BEV_{UG(M)}) \quad (۴-۱)$$

که در آن:

$BEV_{OP(M)}$ : ارزش اقتصادی بلوک‌های قابل استخراج با روش روباز در تراز M

$BEV_{UG(M)}$ : ارزش اقتصادی بلوک‌های قابل استخراج با روش زیرزمینی در تراز M

$BEV_{(OP\&UG)M}$ : سود ناشی از استخراج تراز M برای حالت ترکیبی

مرحله پنجم: با استفاده از روش ارایه شده، مرحله چهارم برای ترازهای بالاتر از تراز نهایی روباز تکرار می‌شود. این فرآیند تا زمانی ادامه می‌یابد که ارزش اقتصادی به دست آمده در روش روباز بیش‌تر از

روش زیرزمینی شود. لازم به ذکر است که ترازهای معدنکاری (ارتفاع پله) در این کانسار از انتها (تراز ۱۰۷۴) به سمت سطح کانسار (تراز ۱۸۰۴) در حال افزایش است. حرف اختصاری M در این الگوریتم بیان‌کننده تراز نهایی روباز بوده و تراز  $M+1$  به معنی یک تراز بالاتر از تراز نهایی روباز است. مرحله ششم: ترازى که بعد از آن ارزش اقتصادی روش روباز بیش‌تر از روش زیرزمینی برآورد شود، به‌عنوان عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی معرفی خواهد شد.

بر طبق نتایج به دست آمده از مدل کریجینگ تراز نهایی روش روباز در کانسار چاه‌گز در تراز ۱۳۵۴ یعنی در عمق ۴۵۰ متری تعیین شده است. لذا، بر اساس فرآیند اصلی در الگوریتم حاضر، ضروری است تا مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی تعیین شود. در این رابطه، با پیاده‌سازی مراحل فوق در مدل کریجینگ عمق تغییر روش استخراج در کانسار چاه‌گز در تراز ۱۴۵۴ یعنی در عمق ۳۵۰ متری محاسبه شده است. در جدول ۴-۷ خلاصه‌ای از نتایج اقتصادی حاصل از استخراج ترازهای انتخابی با هر دو روش روباز و زیرزمینی در مدل کریجینگ با استفاده از این الگوریتم نشان داده شده است.

#### ۳-۴- بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار در تعیین مرز تغییر روش استخراج

مدل‌سازی کانسار همواره با اطلاعات به دست آمده از عملیات اکتشافی همراه بوده و از آنجاکه مراحل اکتشاف ماده معدنی با هزینه بالایی همراه است، اطلاعات کاملی از تمام کانسار در دسترس نخواهد بود. در نتیجه می‌توان عنوان کرد، وجود عدم قطعیت در خصوصیات کانسار امری اجتناب‌ناپذیر است. در این تحقیق، به‌منظور در نظر گرفتن عدم قطعیت عیار ماده معدنی موجود در کانسار از ۵۰ تحقق هم احتمال با کانسار حاصل از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی، استفاده شده است. از این‌رو، برای بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار در تعیین مرز تغییر روش استخراج، روش ارزیابی شده برای این منظور در هر یک از ۵۰ تحقق به دست آمده از شبیه‌سازی پیاده‌سازی شده است. در این حالت به‌جای داشتن

یک تراز برای تغییر روش معدنکاری، دامنه‌ای از ترازهای ممکن برای تغییر روش معدنکاری به دست آمده است.

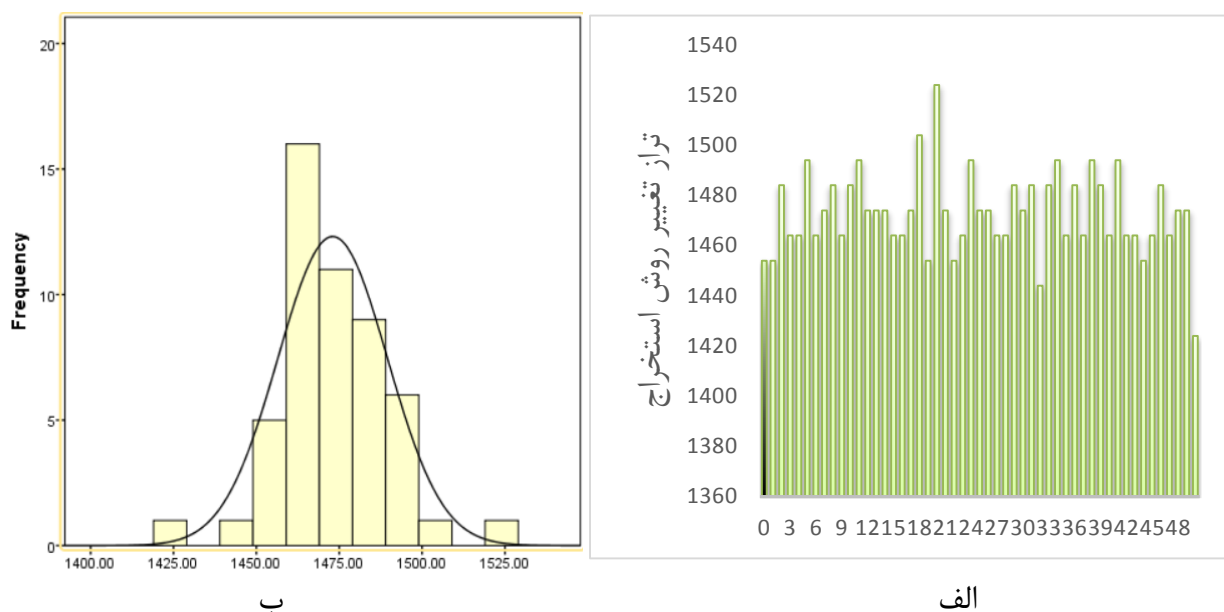
جدول ۴-۷: خلاصه‌ای از نتایج اقتصادی به دست آمده برای تعیین مرز تغییر روش استخراج در مدل کریجینگ

تراز انتخابی	سود روش روباز (میلیون دلار)	سود روش زیرزمینی (میلیون دلار)	انتخاب روش استخراج	سود حاصل از استخراج ترکیبی (میلیون دلار)
۱۳۵۴ (تراز نهایی روباز)	۴/۹۱۳	۲۳/۳۲۷۷	روش زیرزمینی	۲۴/۳۲۷۷
۱۳۶۴	۹/۲۴۷	۲۹/۲۶۱۳	روش زیرزمینی	۲۹/۲۶۱۳
۱۳۷۴	۱۳/۷۸۰۱	۳۳/۷۲۴۱	روش زیرزمینی	۳۳/۷۲۴۱
۱۳۸۴	۱۷/۸۸۱	۳۶/۳۳۳	روش زیرزمینی	۳۶/۳۳۳
۱۳۹۴	۲۰/۳۲۵۹	۳۷/۰۹۸۵	روش زیرزمینی	۳۷/۰۹۸۵
۱۴۰۴	۲۵/۳۹۵	۳۹/۹۹۶	روش زیرزمینی	۳۹/۹۹۶
۱۴۱۴	۳۴/۷۴۹۲	۴۹/۰۳۶	روش زیرزمینی	۴۹/۰۳۶
۱۴۲۴	۳۸/۱۸۸۳	۴۹/۶۱۵	روش زیرزمینی	۴۹/۶۱۵
۱۴۳۴	۴۱/۸۷۵۱	۴۹/۵۸۵	روش زیرزمینی	۴۹/۵۸۵
۱۴۴۴	۴۲/۱۵۷۴	۴۵/۷۸۵	روش زیرزمینی	۴۵/۷۸۵
۱۴۵۴	۳۹/۵۱۲	۳۸/۳۷۶	روش روباز	۳۹/۵۱۲
۱۴۶۴	۳۸/۸۰۷۳	۳۳/۹۴۵	روش روباز	۳۸/۸۰۷۳

در شکل ۴-۸ ترازهای به دست آمده از مدل کریجینگ و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی برای تغییر روش استخراج نشان داده شده است. بر اساس نتایج به دست آمده در مدل کریجینگ تراز ۱۴۵۴ (عمق



۳۵۰ متری از سطح کانسار) و در ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی میانگین تراز ۱۴۷۴ (۳۳۰ متری از سطح کانسار) و با احتساب فاصله اطمینان ۹۵ درصد عمق تغییر روش در بازه ۳۰۰ تا ۳۶۰ متری از سطح کانسار به‌عنوان حد روباز - زیرزمینی تعیین شده است. با توجه به این نتایج، مدل تخمینی محدوده بیش‌تری برای معدنکاری روباز در مقایسه با نتایج حاصله از شبیه‌سازی در نظر گرفته است. از سوی دیگر با توجه به نمودار فراوانی‌نما ترازهای به دست آمده برای تغییر روش توزیع نسبتاً نرمالی را نشان می‌دهند و در ترازهای ۱۴۶۴ تا ۱۴۷۴ دارای بیش‌ترین فراوانی برای تغییر روش استخراج هستند.



شکل ۴-۸: الف) ترازهای به دست آمده از تک مدل تخمینی (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی برای تغییر روش استخراج ب) نمودار فراوانی‌نما ترازهای حاصله برای تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی

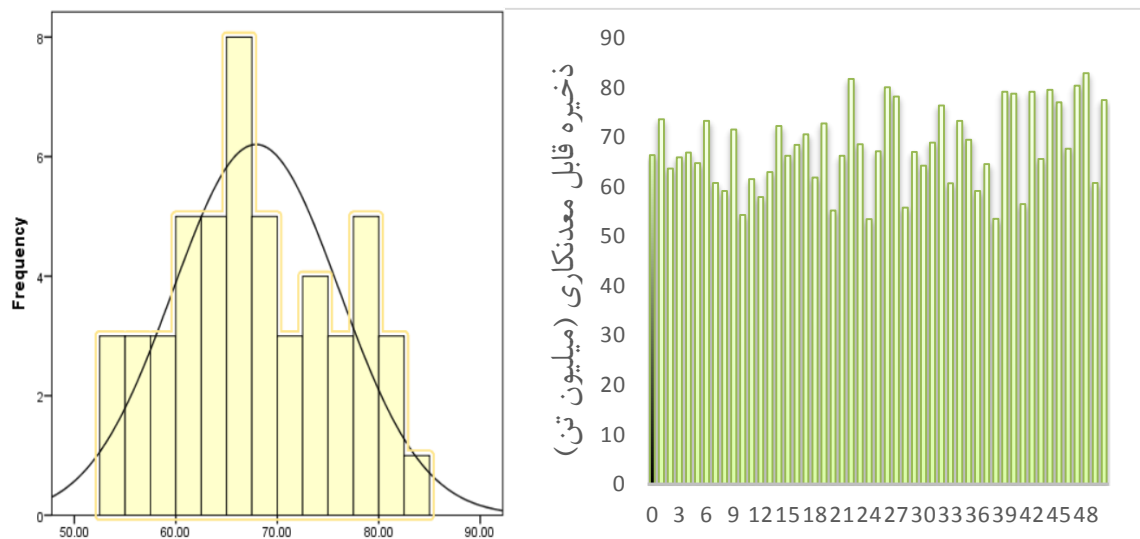
#### ۴-۴- تفاوت پارامترهای محدوده روباز به دست آمده از کریجینگ و شبیه‌سازی

در این مرحله به‌منظور بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار به مقایسه پارامترهایی از قبیل تناژ ماده معدنی، تناژ باطله، فلز خالص قابل معدنکاری، نسبت باطله‌برداری، متوسط عیار ذخیره و درنهایت ارزش خالص فعلی که از جمله نتایج با اهمیت در محدوده معدنکاری روباز به شمار می‌رود، پرداخته شده است.

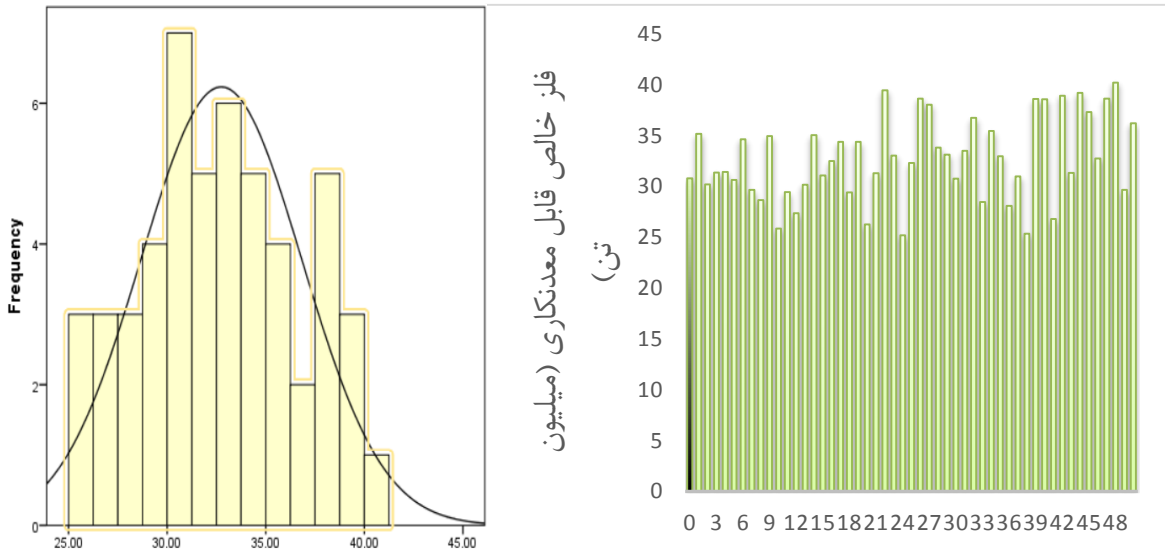
## ۴-۴-۱- میزان تناژ ماده معدنی، فلز خالص و عیار متوسط قابل معدنکاری در

### پیت روباز

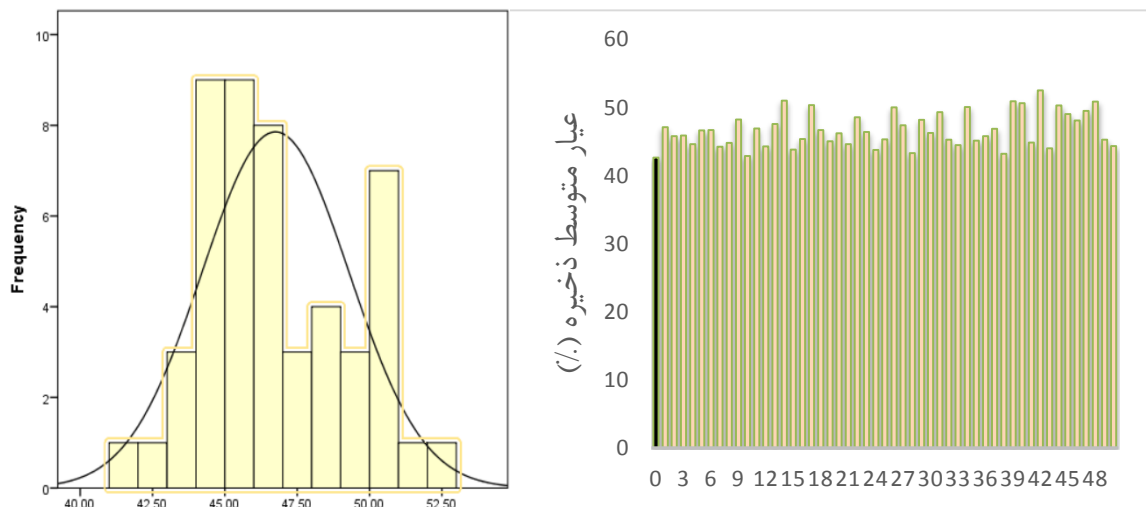
در شکل‌های ۴-۹، ۴-۱۰ و ۴-۱۱ به ترتیب نمودار میزان ذخیره، فلز خالص و عیار متوسط قابل معدنکاری به دست آمده از روش کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی‌نما هر یک از این پارامترها نشان داده شده است. میزان ذخیره و فلز خالص قابل معدنکاری در روش کریجینگ به ترتیب ۶۶/۴ و ۳۰/۸ میلیون تن و در روش شبیه‌سازی با میانگین ۶۸ و ۳۲/۸ میلیون تن برآورد شده است. همچنین عیار متوسط ذخیره قابل معدنکاری حاصل از مدل تخمینی در مقایسه با مقدار میانگین به دست آمده از مدل‌های شبیه‌سازی شده، مقدار کمتری را به خود اختصاص داده است. از طرفی با توجه به نمودار فراوانی‌نما، ذخیره، فلز و عیار متوسط قابل معدنکاری برآورد شده با ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی توزیع نسبتاً نرمالی را نشان می‌دهند. بیش‌ترین فراوانی نیز به ترتیب به محدوده‌های ۶۵ تا ۷۰ میلیون تن، ۳۰ تا ۳۵ میلیون تن و ۴۳ تا ۴۶ درصد اختصاص یافته است.



شکل ۴-۹: ذخیره قابل معدنکاری در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی‌نما ۵۰ تحقق



شکل ۴-۱۰: فاز خالص قابل معدنکاری در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه سازی به همراه نمودار فراوانی نما ۵۰ تحقق

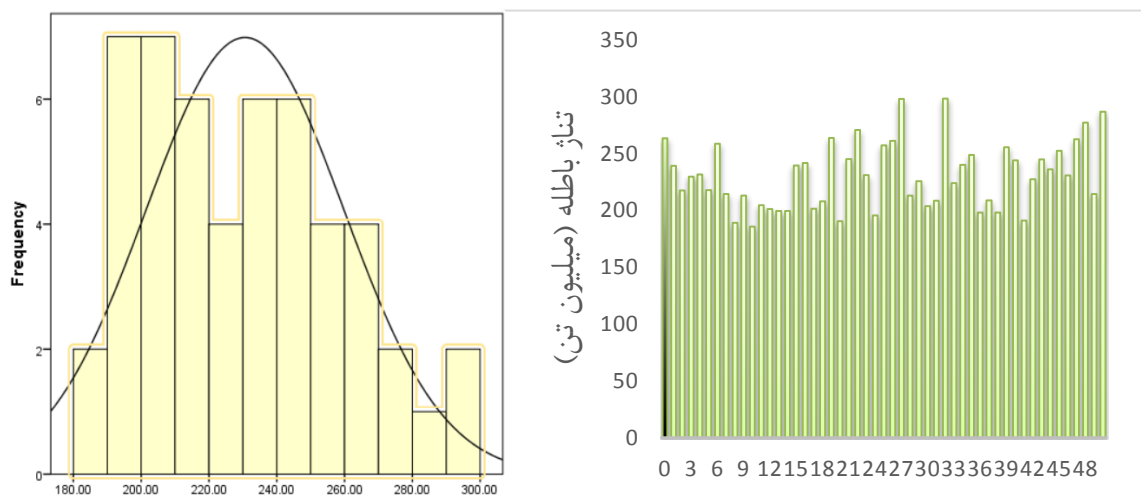


شکل ۴-۱۱: عیار متوسط ذخیره قابل معدنکاری در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه سازی به همراه نمودار فراوانی نما ۵۰ تحقق

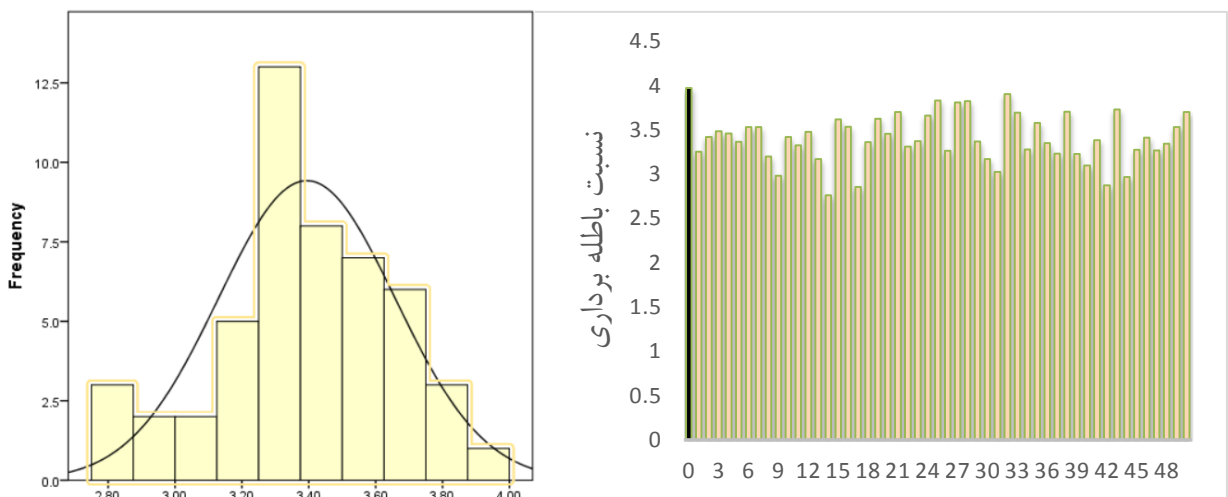
#### ۴-۴-۲- میزان باطله و نسبت باطله برداری در پیت روباز

در شکل ۴-۱۲ و شکل ۴-۱۳ به ترتیب نمودار میله ای مقدار باطله موجود در پیت روباز و نسبت باطله برداری برآورد شده از روش کریجینگ و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه سازی به همراه نمودار فراوانی نما نشان داده شده است. مقدار باطله موجود در پیت روباز مدل تخمینی ۲۶۳/۵ میلیون تن و از مدل های شبیه سازی شده با میانگین ۲۳۰ میلیون تن برآورد شده، که در مدل تخمینی میزان باطله موجود در

پیت ۳۳ میلیون تن بیش‌تر از مدل‌های شبیه‌سازی به دست آمده است. از سوی دیگر، نسبت باطله‌برداری نیز در مدل کریجینگ (۳/۹۷۱) به میزان ۰/۵۸ بیش‌تر از مدل‌های شبیه‌سازی شده ( به طور متوسط ۳/۳۹۴) به دست آمده است. این نتایج نشان‌دهنده این موضوع است که مدل کریجینگ محدوده معدنکاری بزرگ‌تری را به خود اختصاص داده است. از طرفی با توجه به نمودار فراوانی نما، مقدار باطله و نسبت باطله‌برداری به دست آمده از ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی توزیع نسبتاً نرمالی را نشان می‌دهند. بیش‌ترین فراوانی نیز به ترتیب به محدوده‌های ۱۹۰ تا ۲۱۰ میلیون تن، ۳/۲ تا ۳/۴ اختصاص یافته است.



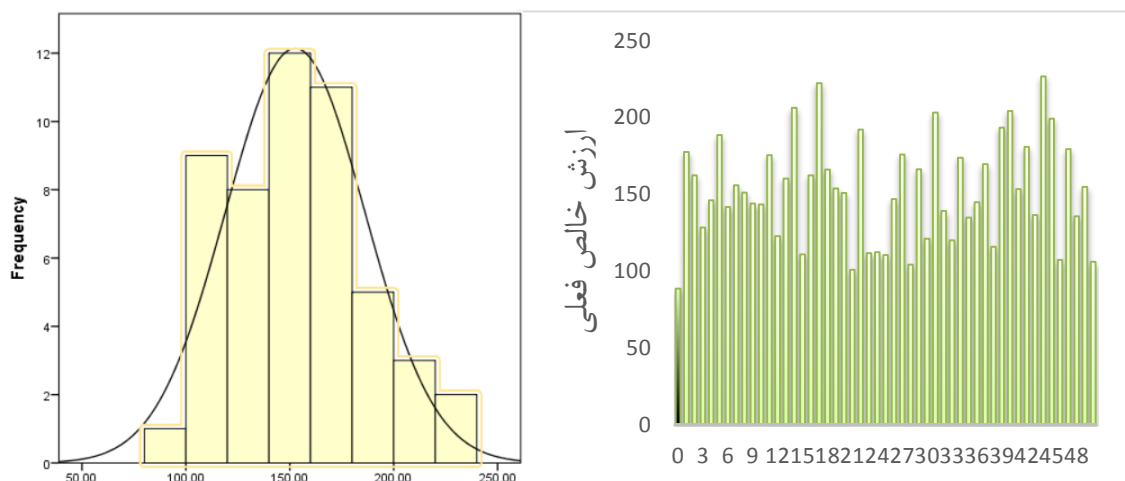
شکل ۴-۱۲: باطله موجود در پیت روباز حاصل از کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی نما ۵۰ تحقق



شکل ۴-۱۳: نسبت باطله‌برداری حاصل از مدل کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی نما ۵۰ تحقق

## ۳-۴-۴- ارزش خالص فعلی

در شکل ۴-۱۴ نمودار میله‌ای ارزش خالص فعلی حاصل به دست آمده از مدل کریجینگ و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی‌نما نشان داده شده است. ارزش خالص فعلی به دست آمده در پیت روباز مدل کریجینگ ۸۸/۶۱ میلیون دلار و در مدل‌های شبیه‌سازی شده با میانگین ۱۵۳/۸۵ میلیون دلار برآورد شده، که در مدل‌های شبیه‌سازی شده ارزش خالص فعلی با میانگین ۶۵/۲۴ میلیون دلار بیش‌تر از مدل کریجینگ به دست آمده است. از طرفی با توجه به نمودار فراوانی‌نما، ارزش خالص فعلی به دست آمده از ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی توزیع نسبتاً نرمالی را نشان می‌دهند. بیش‌ترین فراوانی نیز به محدوده‌ی ۱۴۰ تا ۱۶۰ میلیون دلار اختصاص یافته است.



شکل ۴-۱۴: ارزش خالص فعلی حاصل از مدل کریجینگ (نوار مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی به همراه نمودار فراوانی‌نما ۵۰ تحقق

با توجه به مواردی که به آن اشاره شده است، میزان ارزش خالص فعلی، ذخیره قابل معدنکاری، فلز خالص قابل معدنکاری، عیار متوسط در پیت روباز به دست آمده پس از تعیین مرز تغییر روش استخراج، مربوط به مدل کریجینگ از مدل‌های شبیه‌سازی شده کمتر است و در مقابل مقدار باطله موجود در پیت روباز و نسبت باطله‌برداری مربوط به مدل کریجینگ از مدل‌های شبیه‌سازی شده بیش‌تر است.

از این رو، خلاصه‌ای از نتایج تعیین مرز تغییر روش استخراج و همچنین پارامترهای پیت روباز به منظور مقایسه مدل کریجینگ و مدل‌های شبیه‌سازی شده در جدول ۴-۸ نشان داده شده است.

جدول ۴-۸: نتایج تراز حد روباز - زیرزمینی و پارامترهای پیت روباز به دست آمده از مدل کریجینگ و مدل‌های شبیه‌سازی شده

بازه تعیین شده برای مدل‌های شبیه‌سازی شده				مدل کریجینگ	پارامتر
انحراف معیار	بیشینه	کمینه	میانگین		
۱۶/۳	۱۵۲۴	۱۴۲۴	۱۴۷۴	۱۴۵۴	تراز حد روباز - زیرزمینی (متر)
۱۶/۳	۳۸۰	۲۸۰	۳۳۰	۳۵۰	عمق تغییر روش استخراج (متر)
۳۲/۲۵	۲۲۶/۷	۱۰۰/۸۴	۱۵۳/۸۵	۸۸/۶۱	ارزش خالص فعلی پیت روباز (میلیون دلار)
۸/۲	۸۳	۵۳/۴۷	۶۸	۶۶/۴	ذخیره قابل معدنکاری پیت روباز (میلیون تن)
۴/۰۷	۴۰/۲۴	۲۵/۲۲	۳۲/۷۸	۳۰/۸۲	فلز خالص قابل معدنکاری پیت روباز (میلیون تن)
۲/۴۵	۵۲/۵۳	۴۲/۸۹	۴۶/۷۹	۴۲/۶۵	عیار متوسط قابل معدنکاری پیت روباز (درصد)
۲۸/۷۴	۲۹۸/۳۳	۱۸۵/۶۵	۲۳۰	۲۶۳/۵۷	باطله موجود در پیت روباز (میلیون تن)
۰/۲۶۲	۳/۹۰۴	۲/۷۶	۳/۳۹	۳/۹۷	نسبت باطله برداری پیت روباز
۲/۷۶	۲۷/۲۵	۱۷/۵۸	۲۲/۴۶	۲۱/۸۲	عمر معدنکاری پیت روباز (سال)

#### ۴-۴- بررسی تأثیر عدم قطعیت اقتصادی در تعیین مرز تغییر روش استخراج

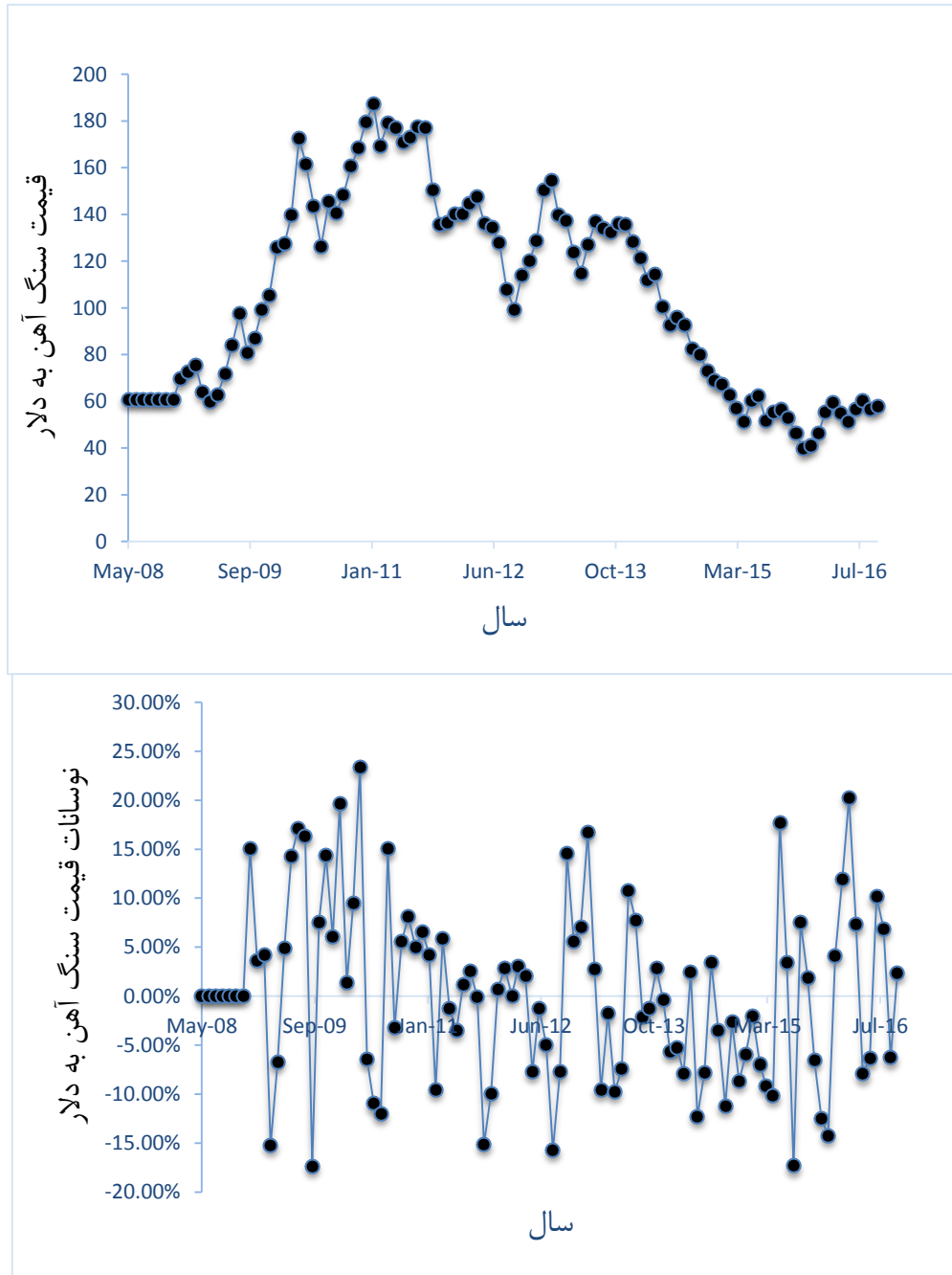
ارزش پروژه‌های معدنی متأثر از عدم قطعیت‌های گوناگونی است. در حال حاضر علاوه بر عدم قطعیت زمین‌شناسی، عدم قطعیت در پارامترهای اقتصادی نیز نقش غیرقابل انکاری را در فرآیند ارزیابی پروژه‌های معدنی ایفا می‌کنند، به‌گونه‌ای که ارزیابی یک پروژه معدنی بدون در نظر گرفتن عدم قطعیت‌های موجود غیرقابل اعتماد خواهد بود. در این تحقیق، برای بررسی تأثیر عدم قطعیت اقتصادی در تعیین مرز تغییر روش استخراج، عدم قطعیت قیمت ماده معدنی و هزینه‌های عملیاتی به‌عنوان شاخص‌ترین نمونه‌های عدم قطعیت اقتصادی با استفاده از روش درخت دوجمله‌ای برای این منظور در نظر گرفته شده است.

پیاده‌سازی مدل بلوکی اقتصادی در قالب درخت دوجمله‌ای برای تعیین عمق تغییر روش استخراج، نیازمند انجام برنامه‌ریزی تولید در هر دو روش روباز و زیرزمینی است. با توجه به پیچیدگی مسأله در محدوده معدنکاری زیرزمینی، در این مرحله نیز برای تعیین مرز تغییر روش استخراج با احتساب عدم قطعیت‌های قیمت و هزینه از روش ارایه شده در مرحله قبل (احتساب عدم قطعیت عیار ماده معدنی) استفاده شده است. از این‌رو، برای دستیابی به این هدف مراحل زیر در نظر گرفته شده است.

##### مرحله اول: تشکیل درخت قیمت و هزینه

اولین مرحله در روش درخت دوجمله‌ای، تشکیل درخت قیمت ماده معدنی و درخت هزینه‌های معدنکاری است. در این مرحله برای تشکیل درخت قیمت و هزینه با توجه به روابط ارایه شده در فصل دوم این پایان‌نامه، پارامتر نوسان‌پذیری قیمت و هزینه مورد نیاز است، که با توجه به نوسانات قیمت و هزینه در طول سال‌های گذشته برآورد می‌شود. در اکثر پروژه‌های معدنی به‌خصوص در کشور ایران چنین اطلاعاتی در اختیار نیست. کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز نیز از این لحاظ مستثنی نبوده و اطلاعات مورد نیاز برای انجام چنین پروژه‌های تحقیقاتی را در اختیار ندارد. از این‌رو، برای تشکیل درخت قیمت، از نوسانات قیمت جهانی سنگ‌آهن استفاده شده است. در شکل ۴-۱۵ نمودار قیمت جهانی سنگ‌آهن

با عیار ۶۶ درصد طی سال‌های ۲۰۰۸ تا ۲۰۱۶ به صورت ماهیانه نشان داده شده است. با توجه به نمودار قیمت جهانی سنگ آهن در طی سال‌های اخیر از نوسانات بالایی برخوردار بوده است.



شکل ۴-۱۵: قیمت و نوسانات قیمت جهانی سنگ آهن با عیار ۶۶ درصد (<http://www.indexmundi.com>)



این در حالی است که، چنین اطلاعاتی برای هزینه‌های معدنکاری در دسترس نبوده و از سوی دیگر پارامترهای قیمت و هزینه از یک جنس نبوده و اطلاعات هزینه با توجه به نوع معدنکاری و نوع ماده معدنی در معادن متفاوت بوده و این اطلاعات مختص خود آن معدن است. از این رو، برای تشکیل درخت هزینه، از نوسانات هزینه معدنکاری در طول سال‌های بهره‌برداری خود کانسار استفاده شده است. به این صورت که، ابتدا با استفاده از نرم‌افزار NPVScheduler برنامه‌ریزی بلندمدت با استفاده از مدل کریجینگ انجام شده و پس از آن هزینه‌های معدنکاری در طول سال‌های بهره‌برداری استخراج شده است. مبنای محاسبات برای پارامترهای قیمت و هزینه یکسان است. به منظور محاسبه نوسان‌پذیری هر یک از پارامترهای قیمت و هزینه، ابتدا بازده اطلاعات قیمت و هزینه محاسبه شده و پس از آن انحراف معیار بازده به‌عنوان نوسان‌پذیری تعیین شده است. با مراجعه به بخش (۲-۵-۳)، و با استفاده از روابط ارائه شده در این بخش نوسان‌پذیری پارامترهای قیمت و هزینه به دست آمده است. با محاسبه پارامتر نوسان‌پذیری و با استفاده از روابط (۲-۶) و (۲-۷) نرخ افزایشی و نرخ کاهشی به‌منظور تشکیل درخت قیمت و درخت هزینه محاسبه شده است. از طرفی، با در اختیار داشتن پارامترهای نرخ افزایشی و نرخ کاهشی و با استفاده از رابطه (۲-۴) احتمال افزایش قیمت یا هزینه در درخت دوجمله‌ای تعیین شده است. در جدول ۴-۹ اطلاعات مورد نیاز برای تشکیل درخت قیمت و هزینه نشان داده شده است.

جدول ۴-۹: اطلاعات اولیه برای تشکیل درخت قیمت و هزینه

اطلاعات اولیه	نوسان‌پذیری (درصد)	نرخ افزایشی	نرخ کاهشی	نرخ ریسک خنثی (درصد)	احتمال افزایش (درصد)
قیمت ماده معدنی	۳۱/۲۵	۱/۳۶۷	۰/۷۳۲	۷	۵۳/۲۷
هزینه معدنکاری	۲۹/۰۳	۱/۳۴	۰/۷۵	۷	۵۴/۷

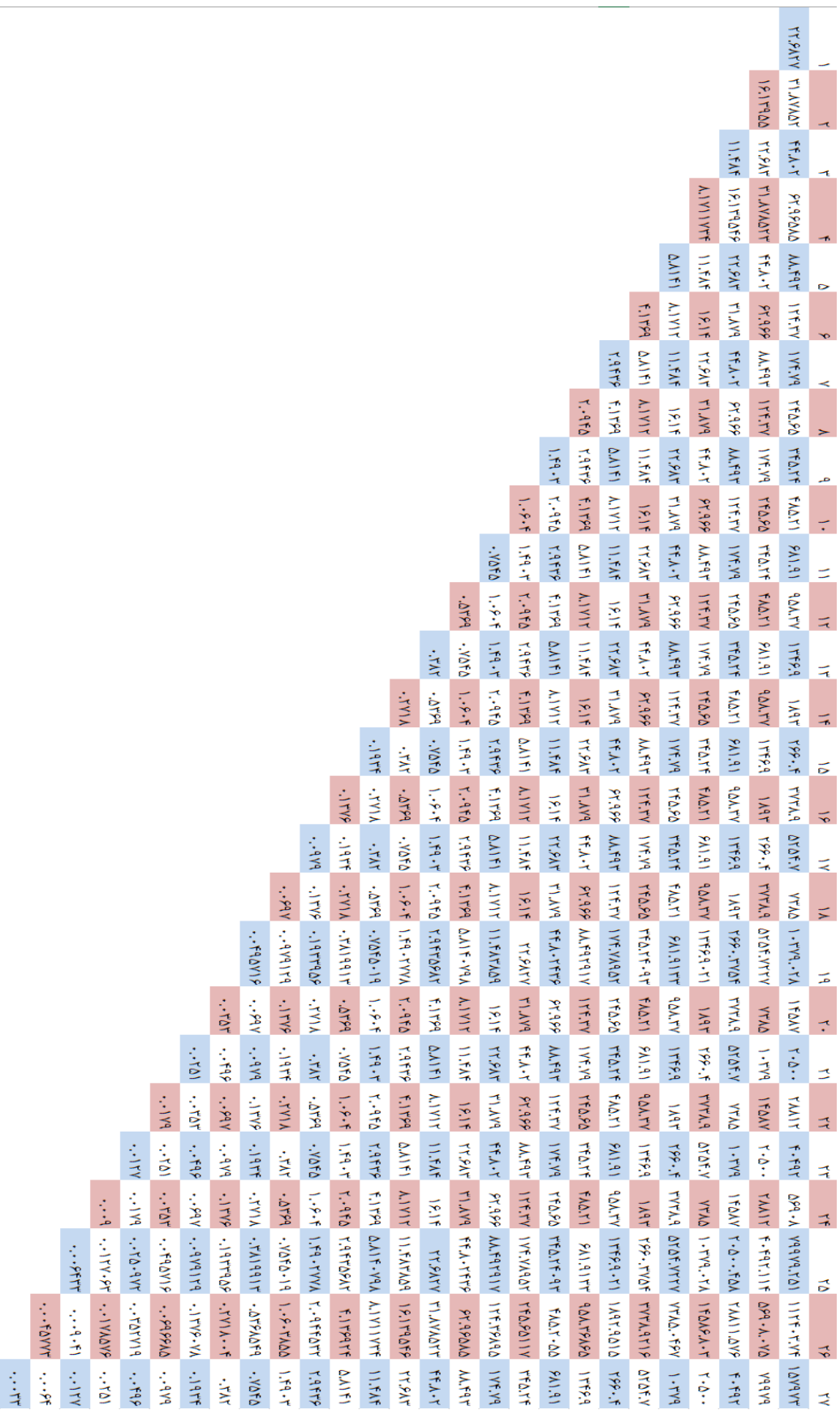
ساختار درخت دوجمله‌ای متشکل از شاخه و گره‌هایی است که برای شکل‌گیری نیازمند پارامترهای نرخ افزایشی، نرخ کاهش و متغیر قیمت یا هزینه در سال مینا است. در این مرحله، با استفاده از پارامترهای نرخ افزایشی و کاهش به دست آمده از اطلاعات قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری و با به‌کارگیری روابط ارایه شده در بخش (۲-۵-۲-۲)، درخت قیمت و هزینه تشکیل شده است. در شکل‌های ۱۶-۴ و ۱۷-۴ به ترتیب درخت قیمت ماده معدنی و درخت هزینه نشان داده شده است.

مرحله دوم: تشکیل درخت احتمال قیمت و هزینه

اساس روش اریه شده برای تعیین عمق تغییر روش استخراج بر مبنای سود حاصل از بلوک‌های استخراجی در ترازهای انتخابی از تراز نهایی به بالا است. از این‌رو، در این مرحله با تشکیل درخت قیمت و هزینه، محتمل‌ترین قیمت و هزینه در طول سال‌های بهره‌برداری مشخص می‌شود. در شکل‌های ۱۸-۴ و ۱۹-۴ به ترتیب درخت احتمال قیمت و درخت احتمال هزینه نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۷: درخت هزینه معدنکاری







مرحله سوم: برنامه‌ریزی تولید در روش روباز

در این مرحله با انجام برنامه‌ریزی تولید در محدوده نهایی به دست آمده در روش روباز، بلوک‌های استخراجی در هر تراز بر اساس سال استخراج مشخص می‌شود.

مرحله چهارم: تعیین سود حاصل از ترازهای انتخابی

پس از مشخص شدن بلوک‌ها بر اساس سال استخراجی در هر تراز و همچنین قیمت و هزینه‌ها در طول سال‌های بهره‌برداری، بر اساس روش ارائه شده برای تعیین عمق تغییر روش استخراج، سود به دست آمده در تراز نهایی و ترازهای بالاتر از آن برای هر دو روش روباز و زیرزمینی تعیین می‌شود. به‌عنوان نمونه تراز نهایی در روش روباز در آخرین سال بهره‌برداری استخراج خواهد شد. از این‌رو، با احتساب قیمت و هزینه برآورد شده در این سال سود حاصل از روش روباز محاسبه می‌شود. این در حالی است که استخراج تراز نهایی روباز با روش زیرزمینی در سال اول بهره‌برداری استخراج می‌شود، که با احتساب قیمت و هزینه در این سال سود حاصل از این روش نیز تعیین می‌شود.

مرحله پنجم: تعیین عمق تغییر روش استخراج

با احتساب مراحل فوق سود حاصل از استخراج با هر دو روش روباز و زیرزمینی در ترازهای انتخابی از تراز نهایی تعیین شده و این فرآیند تا زمانی ادامه می‌یابد که سود به دست آمده از روش روباز در مقایسه با روش زیرزمینی بیش‌تر شود. در نهایت تراز که سود به دست آمده در روش روباز بیش‌تر از روش زیرزمینی است، به‌عنوان عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی معرفی می‌شود.

این روش به علت زمان‌بر بودن تنها در مدل کریجینگ پیاده‌سازی شده و نتایج به دست آمده با دیگر نتایج به مقایسه گذاشته خواهد شد. از این‌رو، پس از پیاده‌سازی مراحل فوق، عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی با احتساب عدم قطعیت‌های قیمت ماده معدنی و هزینه معدنکاری، در تراز ۱۳۹۴ یعنی در عمق ۴۱۰ متری تعیین شده است. در جدول ۴-۱۰ خلاصه‌ای از نتایج اقتصادی در

ترازهای انتخابی برای تعیین حد روباز - زیرزمینی در شرایط عدم قطعیت اقتصادی نشان داده شده است.

جدول ۴-۱۰: نتایج اقتصادی در ترازهای انتخابی برای تعیین حد روباز - زیرزمینی در شرایط عدم قطعیت اقتصادی

تراز انتخابی	سود روش روباز (میلیون دلار)	سود روش زیرزمینی (میلیون دلار)	انتخاب روش استخراج	سود حاصل از استخراج ترکیبی (میلیون دلار)
۱۳۵۴ (تراز نهایی)	۸/۶۷۱	۳۷/۱۷۵	روش زیرزمینی	۳۷/۱۷۵
۱۳۶۴	۲۹/۱۲۳	۴۳/۹۰۳	روش زیرزمینی	۴۳/۹۰۳
۱۳۷۴	۴۴/۲۳۲	۴۹/۹۲	روش زیرزمینی	۴۹/۹۲
۱۳۸۴	۵۳/۹	۵۵/۹۹	روش زیرزمینی	۵۵/۹۹
۱۳۹۴	۷۷/۴	۵۶/۹۲۵	روش روباز	۷۷/۴
۱۴۰۴	۸۹/۷۱۷	۶۱/۵۹۶	روش روباز	۸۹/۷۱۷
۱۴۱۴	۱۰۰/۷۴۶	۷۴/۴۶۷	روش روباز	۱۰۰/۷۴۶
۱۴۲۴	۱۳۲/۶۶۷	۷۶/۰۷۲	روش روباز	۱۳۲/۶۶۷
۱۴۳۴	۱۶۶/۶۶۷	۷۶/۸۷۷	روش روباز	۱۶۶/۶۶۷



## ۴-۵- جمع بندی

مسأله تعیین حد روباز - زیرزمینی مشکلات و پیچیدگی‌های هر دو روش استخراج روباز و زیرزمینی را به همراه داشته و به همین دلیل تعیین مرز تغییر روش استخراج برای کانسارهایی که امکان استخراج ترکیبی در آن‌ها محیا است، به‌عنوان یک چالش جدی برای طراحان و برنامه‌ریزان معادن معرفی شده است. در این فصل، پس از بررسی امکان استخراج ترکیبی با هر دو روش روباز و زیرزمینی در کانسار چاه‌گز، روشی برای تعیین مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی بر اساس مدل بلوکی اقتصادی با تأکید بر تراز نهایی روش روباز پیاده‌سازی شده است. بر اساس این روش ابتدا مدل بلوکی اقتصادی بر اساس پارامترهای اقتصادی در هر دو روش استخراج تشکیل شده و پس از آن تراز نهایی روش روباز تعیین شده است. در ادامه، در سه حالت الف) تعیین مرز تغییر روش استخراج با استفاده از مدل کریجینگ بدون در نظر گرفتن عدم قطعیت ب) تعیین مرز تغییر روش استخراج در شرایط عدم قطعیت عیار ماده معدنی و ج) تعیین مرز تغییر روش استخراج در شرایط عدم قطعیت قیمت ماده معدنی و عدم قطعیت هزینه‌های معدنکاری، بر اساس روش ارایه شده، به تعیین حد روباز - زیرزمینی کانسار چاه‌گز پرداخته شده است.



## فصل پنجم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات

مسئله تغییر روش استخراج در ارتباط با کانسارهای لایه‌ای و یا توده‌ای شکل با شیب بالای ۴۵ درجه است که شروع عملیات معدنکاری از سطح یا نزدیکی سطح زمین است که قابلیت استخراج با روش روباز را داشته و از سوی دیگر گسترش عمقی زیادی دارند به این معنی که از جنبه‌های اقتصادی برای استخراج زیرزمینی نیز مناسب هستند. در این گونه معادن گزینه جایگزین با روش روباز برای استخراج ماده معدنی، تنها در زمانی که روش روباز دیگر قادر به برآورد ارزش مورد انتظار نباشد، در فرآیندهای تصمیم‌گیری برای طراحی و برنامه‌ریزی در نظر گرفته می‌شود. در واقع این موضوع یک پدیده رایج برای تعیین ارتباطی مطلوب بین روش روباز و روش زیرزمینی در پیوستگی تولید است و اجرای روش‌های جایگزین معادن روباز تلاشی برای کاهش هزینه باطله‌برداری، افزایش عمر تولید و به تبع دستیابی به سود بیش‌تر در آینده است.

در این تحقیق پس از جمع‌آوری و بررسی‌های آماری و زمین‌آماري اطلاعات به دست آمده از گمانه‌های اکتشافی کانسار چاه‌گز، اقدام به ساخت پیکره‌ی کانسار و فضای تخمین شده است. پس از ساخت مدل بلوکی و تعیین پارامترهای مؤثر در تخمین ذخیره، با استفاده از روش کریجینگ تخمین عیار در کانسار صورت گرفته است. با توجه به اینکه خروجی تخمین ذخیره تنها یک مدل بلوکی عیاری با کمترین واریانس تخمین است، در نتیجه این مدل به دلیل خاصیت هموارسازی کریجینگ نمی‌تواند گویای تغییرات عیار موجود در کانسار باشد. لذا با استفاده از شبیه‌سازی زمین‌آماري به‌جای یک مدل، ۵۰ تحقق هم احتمال با کانسار ایجاد شده که این تحقق‌ها برخلاف مدل کریجینگ علاوه بر بازسازی خصوصیات آماری و فضایی داده‌های اولیه، به بررسی تغییرات عیاری کانسار می‌پردازد. در ادامه با توجه به روش معرفی شده برای تعیین عمق تغییر روش استخراج، پس از تهیه مدل عیاری کریجینگ و مدل‌های عیاری شبیه‌سازی شده، با استفاده از پارامترهای فنی و اقتصادی مدل بلوکی اقتصادی و محدوده نهایی روباز تعیین شده است. در این فصل، در ادامه به بحث و نتیجه‌گیری کلی از تحقیق انجام شده پرداخته شده است و در نهایت پیشنهادهای برای تحقیقات بعدی در این زمینه آورده شده است.

## ۵-۲- بحث و نتیجه‌گیری

در چند دهه اخیر استخراج ترکیبی و تعیین عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی به‌عنوان چالشی بزرگ و جدید، تحقیقات و پژوهش‌های زیادی را به سمت خود متمرکز کرده است. به‌طوری‌که، عدم توجه به این مسأله ممکن است مسئولان معادن را مجبور به پرداخت هزینه‌های هنگفتی مواجه کند. لذا، بررسی این مسأله از جنبه‌های مختلف به‌ویژه فنی و اقتصادی از اهمیت زیادی برخوردار است. این در حالی است که، تصمیم‌گیری نامناسب در تعیین عمق تغییر روش استخراج می‌تواند منجر به کاهش قابل‌ملاحظه‌ای در سود کلی به دست آمده از استخراج ترکیبی شود. در ارتباط با روش‌های تعیین عمق تغییر روش استخراج، راه‌حل‌های محدودی ارائه شده است که در کل می‌توان آن‌ها را در دو گروه تجربی و ابتکاری دسته‌بندی کرد. با بررسی برتری‌ها و کاستی‌های روش‌های پیشین در ارتباط با موضوع مد نظر، با اطمینان می‌توان گفت که در حال حاضر هنوز یک‌راه کار قطعی مناسب و مستقل و بر پایه الگوریتم‌های بهینه‌سازی ریاضی در راستای حل مشکل بهینه‌سازی تعیین عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی توسعه پیدا نکرده است. این در حالی است که روش‌های ارائه شده به‌صورت دوبعدی بوده و یا تنها در حالت یک رویکرد کلی معرفی شده است و با توجه به پیچیدگی و دشوار بودن موضوع آن‌چنان توسعه پیدا نکرده‌اند. از سوی دیگر، روش‌های متداول در تعیین حد روباز - زیرزمینی مبتنی بر رویکردی قطعی هستند. رویکردهای قطعی نمی‌توانند جنبه‌های عملی از قبیل عدم قطعیت در مدل زمین‌شناسی و عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی، که طراحان و برنامه‌ریزان معادن در تصمیم‌گیری با آن‌ها مواجه هستند را در محاسبات در نظر بگیرند، در نتیجه ارائه راه‌حل قطعی ناکافی است. از این‌رو، به‌منظور بررسی مسأله و همچنین تعیین عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی در کانسار سنگ‌آهن چاه‌گز، در ابتدا روشی بر مبنای مدل بلوکی اقتصادی با تأکید بر تراز نهایی روش روباز به‌عنوان روشی ساده و مناسب برای مطالعات و امکان‌سنجی‌های اولیه معرفی شده و در سه حالت (الف) تعیین عمق تغییر روش استخراج با استفاده از مدل کریجینگ بدون در نظر گرفتن عدم قطعیت (ب) تعیین عمق تغییر روش استخراج در شرایط عدم قطعیت عیار ماده معدنی و (ج) تعیین عمق تغییر

روش استخراج در شرایط عدم قطعیت قیمت ماده معدنی و عدم قطعیت هزینه‌های معدنکاری، پیاده‌سازی شده است. در جدول ۵-۱ نتایج کلی به دست آمده در این سه حالت برای تعیین عمق تغییر روش استخراج نشان داده شده است. بر اساس نتایج به دست آمده عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی در حالت اول یعنی در مدل کریجینگ با قطعیت در نظر گرفتن پارامترها در عمق ۳۵۰ متری از سطح کانسار تعیین شده است. در حالت دوم یعنی با در نظر گرفتن تأثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی عمق تغییر روش استخراج در مدل‌های شبیه‌سازی شده در فاصله اطمینان ۹۵ درصد در بازه‌ی ۳۰۰ تا ۳۶۰ متری از سطح کانسار تعیین شده است. با احتساب عدم قطعیت عیار ماده معدنی عمق تغییر روش در مقایسه با مدل کریجینگ کمتر بوده و محدوده به دست آمده برای معدنکاری با روش روباز در اکثر مدل‌های شبیه‌سازی شده نسبت به مدل کریجینگ کوچک‌تر تعیین شده است. در حالت سوم عمق تغییر روش استخراج با در نظر گرفتن تأثیر عدم قطعیت‌های قیمت و هزینه با استفاده از روش درخت دوجمله‌ای، در عمق ۴۱۰ متری از سطح کانسار تعیین شده است. در این حالت عمق تغییر روش به دست آمده در مقایسه با دو حالت قبل بیش‌تر بوده و این نشان‌دهنده‌ی تأثیر بیش‌تر عدم قطعیت اقتصادی نسبت به دو حالت قبل است. از این‌رو، با مقایسه نتایج به دست آمده در مسأله تعیین حد روباز - زیرزمینی در این تحقیق، عدم قطعیت در قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری را می‌توان به‌عنوان مهم‌ترین منبع عدم قطعیت‌ها معرفی نمود که تأثیر حیاتی در ارزیابی پروژه‌های معدنی دارند. در ادامه عمده نتایج به دست آمده در این تحقیق پرداخته شده است.

جدول ۵-۱: مقایسه نتایج به دست آمده در سه حالت در نظر گرفته شده برای تعیین عمق تغییر روش استخراج

پارامتر	مدل کریجینگ بدون عدم قطعیت	بازه تعیین شده برای مدل‌های شبیه‌سازی شده			با عدم قطعیت قیمت و هزینه
		میانگین	کمینه	بیشینه	
تراز حد روباز - زیرزمینی (متر)	۱۴۵۴	۱۴۷۴	۱۴۲۴	۱۵۲۴	۱۳۹۴
عمق تغییر روش استخراج (متر)	۳۵۰	۳۳۰	۲۸۰	۳۸۰	۴۱۰

- با استفاده از معیار حداقل واریانس تخمین ابعاد  $10 \times 20 \times 20$  به‌عنوان بهترین ابعاد برای تهیه و ساخت مدل بلوکی تعیین شده و از روش کریجینگ معمولی به‌عنوان بهترین برآوردگر برای تخمین عیار در کانسار استفاده شده است.
- شبیه‌سازی شرطی به‌عنوان ابزاری برای مدل‌سازی عدم‌قطعیت عیار ماده معدنی که جز ذاتی هر کانسار است، معرفی شده است. در این تحقیق با استفاده از روش شبیه‌سازی گوسی متوالی، ۵۰ تحقق هم‌احتمال از کانسار تولید شده است که این تحقیق‌ها با بازسازی فاکتورهای از قبیل خصوصیات آماری و فضایی داده‌های اولیه از اعتبار لازم و کافی برخوردار هستند. از جمله مهم‌ترین نتایج حاصل از شبیه‌سازی زمین‌آماری ایجاد مجموعه‌ای از تحقق‌های هم‌احتمال با کانسار است. در نتیجه با استفاده از این تحقیق‌ها می‌توان دامنه‌ای از حالات ممکن را به‌صورت یک تابع توزیع احتمال بیان نمود.
- میزان ذخیره و فلز خالص قابل معدنکاری در روش کریجینگ به ترتیب  $66/4$  و  $30/8$  میلیون تن و در روش شبیه‌سازی با میانگین  $68$  و  $32/8$  میلیون تن برآورد شده است. همچنین عیار متوسط ذخیره قابل معدنکاری حاصل از مدل تخمینی در مقایسه با مقدار میانگین به دست آمده از مدل‌های شبیه‌سازی شده، مقدار کمتری را به خود اختصاص داده است.
- مقدار باطله موجود در پیت روباز مدل تخمینی  $263/5$  میلیون تن و از مدل‌های شبیه‌سازی شده با میانگین  $230$  میلیون تن برآورد شده، که در مدل تخمینی میزان باطله موجود در پیت  $33$  میلیون تن بیش‌تر از مدل‌های شبیه‌سازی به دست آمده است. از سوی دیگر، نسبت باطله‌برداری نیز در مدل کریجینگ ( $3/971$ ) به میزان  $0/58$  بیش‌تر از مدل‌های شبیه‌سازی شده (به طور متوسط  $3/394$ ) به دست آمده است. این نتایج نشان‌دهنده این موضوع است که مدل کریجینگ محدوده معدنکاری بزرگ‌تری را به خود اختصاص داده است.
- ارزش خالص فعلی به دست آمده در پیت روباز مدل کریجینگ  $88/61$  میلیون دلار و در مدل‌های شبیه‌سازی شده با میانگین  $153/85$  میلیون دلار برآورد شده، که در مدل‌های شبیه‌سازی شده ارزش خالص فعلی با میانگین  $65/24$  میلیون دلار بیش‌تر از مدل کریجینگ به دست آمده است.

- با توجه به نتایج به دست آمده، پس از تعیین عمق تغییر روش استخراج، میزان ارزش خالص فعلی، ذخیره قابل معدنکاری، فلز خالص قابل معدنکاری، عیار متوسط در روش روباز، در مدل کریجینگ از مدل‌های شبیه‌سازی شده کمتر است و در مقابل مقدار باطله و نسبت باطله‌برداری مربوط به مدل کریجینگ از مدل‌های شبیه‌سازی شده بیش‌تر است.
- یکی از مهم‌ترین منابع عدم قطعیت در پروژه‌های معدنی، عدم قطعیت اقتصادی است. عدم قطعیت قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری شاخص‌ترین نمونه‌های عدم قطعیت اقتصادی هستند که به‌منظور اتخاذ تصمیمات صحیح از جانب مسئولان معادن، لازم است تا تأثیر هم‌زمان این عدم قطعیت‌ها به‌دقت بررسی شود. مطالعه جداگانه عدم قطعیت‌های قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری در فرآیند ارزیابی پروژه می‌تواند به شناسایی این دو عدم قطعیت کمک نماید، اما نمی‌توان انتظار داشت که ارزش به دست آمده نزدیک‌ترین گزینه به ارزش واقعی باشد.

### ۵-۳- پیشنهادات

- به‌منظور بهبود و توسعه روش‌های بهینه در ادامه تحقیق حاضر، پیشنهاد می‌شود که برای بهینه‌سازی عمق تغییر روش استخراج، به‌عنوان تأثیرگذارترین عامل در این فرآیند، محدوده بهینه‌نهایی استخراج در هر دو روش استخراج روباز و زیرزمینی تعیین شود. توجه به این نکته ضروری است که باید از یک منطق جستجوی مشابه برای یافتن بلوک‌های قابل استخراج روباز و زیرزمینی و در نتیجه محدوده نهایی استخراج استفاده شود. اکثر الگوریتم‌های بهینه‌سازی محدوده استخراج به روش روباز با رویکرد کل‌گرا همراه می‌باشند. از این‌رو، پیشنهاد می‌شود برای تعیین محدوده نهایی در روش زیرزمینی نیز مشابه روش روباز، الگوریتم به‌صورت کل‌گرا برای تعیین محدوده نهایی استخراج زیرزمینی در نظر گرفته شود.
- ماهیت روش استخراج روباز با هرکدام از روش‌های زیرزمینی متفاوت است. لذا، در تعیین محدوده نهایی استخراج باید محدودیت‌های این روش‌ها به‌طور مجزا در نظر گرفته شود. از سوی دیگر، به دلیل



تفاوت‌های زیاد بین روش‌های استخراج به‌ویژه در ترتیب استخراج بلوک‌ها به‌صورت پایین‌رو و یا بالا‌رو در استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی باید روش استخراج زیرزمینی مناسب از پیش مشخص باشد.

– ارائه الگوریتم با هدف بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی برای تعیین عمق بهینه تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی.

– یکی از پارامترهای مهم در صنعت معدنکاری تعیین ظرفیت تولید بهینه سالیانه است که اساس طراحی و برنامه‌ریزی تولید به شمار می‌رود. از این‌رو، پیشنهاد می‌شود ظرفیت تولید بهینه سالیانه با هدف بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی و کمینه‌سازی هزینه عملیاتی مورد بررسی قرار داده شود.

– یکی دیگر از عوامل تأثیرگذار در ارزش پروژه عدم قطعیت موجود در قیمت ماده معدنی و هزینه‌های معدنکاری است که یکی از نتایج مهم این تحقیق نیز به شمار می‌رود. از این‌رو، پیشنهاد می‌شود با استفاده از روش درخت دوجمله‌ای و یا هر روش ارایه شده دیگری محتمل‌ترین قیمت و هزینه در طی سال‌های آتی برآورد شده و تأثیر عدم قطعیت پارامترهای اقتصادی در چهار حالت الف) افزایش قیمت، افزایش هزینه ب) افزایش قیمت، کاهش هزینه ج) کاهش قیمت، افزایش هزینه و د) کاهش قیمت، کاهش هزینه، در تعیین محدوده نهایی و پیت‌های حاصله در روش روباز مورد بررسی قرار داده شود.

– استفاده از روش شبیه‌سازی زمین‌آماری برای تولید مجموعه‌ای از تحقق‌های هم احتمال با کانسار منجر به ایجاد قابلیت اعتماد در تصمیم‌گیری‌ها در فرآیندهای معدنکاری می‌شود. از این‌رو، در هر یک از پیشنهادات فوق برای دستیابی به دامنه‌ای از جواب‌های ممکن و کمک به تصمیم‌گیری قابل اطمینان استفاده از روش شبیه‌سازی زمین‌آماری توصیه می‌شود.

## پیوست ۱

جدول ۱: روابط آهارا بر مبنای ظرفیت تولید برای برآورد هزینه‌های سرمایه‌ای

روابط مرتبط با ظرفیت تولید	روابط فرعی	روابط اصلی	پارامتر
$*=5,5 \times T^{0,15}$	-	$135000 \times (*)^{0,5}$	هزینه ثابت چاه دایره‌ای
$*=5,5 \times T^{0,15}$	-	$307 \times (*)^{0,7} \times h^{1,05}$	احداث چاه (h فاکتور عمق)
$*=0,011 \times T^{0,7}$	-	$2000 \times (*)^{0,9}$	پاک‌سازی سایت
$*=4,13 \times T^{0,2} \times h^{0,14}$	$**=0,5 \times (* / 100)^{2,4} \times (1,6 \times h^{0,5} \times T^{0,4})$	$700 \times (*)^{1,4} \times (**)^{0,2}$	تجهیزات بالابری
$*=4,13 \times T^{0,2} \times h^{0,14}$	-	$64 \times (*)^{1,8}$	هزینه نصب
$*=4,13 \times T^{0,2} \times h^{0,14}$	$**=0,1 \times (*)^{2,2}$	$4,9 \times (**)^{1,4}$	ساخت اتاق بالابری
$*=(8 \times T^{0,3}) + (1,2 \times (1,6 \times h^{0,5} \times T^{0,4})^{0,5})$	$**=0,12 \times (*)^2 \times ((4,13 \times T^{0,2} \times h^{0,14}) / 100)^2$	$1,5 \times (19 \times (1,2 \times (**)^{0,9}))$	تأسیسات بالای چاه
$700 \times T^{0,7}$	-	-	قفس بالابری
$36200 \times (T/SG)^{1,2} / W^{0,9}$	-	-	آماده‌سازی
$27400 \times T^{0,6} \times H^{0,2}$	-	-	آماده‌سازی کارگاه

$24600 \times T^{0.8} / W^{0.3}$	-	-	تجهیزات باربری، حمل و آتشیاری
$*=2,4T^{0.1}$	-	$14000 \times (*)^{0.6}$	سیستم تهویه
$*=29 \times T^{0.5}$	-	$3400 \times (*)^{0.7}$	سیستم آبکشی
$5300 \times T^{0.4}$	-	-	تأمین آب
$1370 \times T^{0.6}$	-	-	سنگ شکن اولیه در ته چاه
$210 \times T^{0.7}$	-	-	نصب سنگ شکن اولیه
$14600 \times T^{0.4}$	-	-	کارگاه تعمیر و نگهداری زیرزمینی
$*=130 \times T^{0.5}$	-	$920 \times (*)^{0.7}$	کمپرسور
$*=1276 \times T^{0.6} \times H^{0.4}$	$**=130 \times T^{0.5}$	$2,8 \times (*)^{0.9} \times (**)^{0.2}$	توزیع هوای فشرده و آب (لوله کشی)
$*=24,75 \times T^{0.5}$	-	$1600 \times (*)^{0.9}$	توزیع برق (کابل)

که در آن: T: ظرفیت تولید روزانه، H: ضخامت یا حداقل عرض کارگاه، h: عمق چاه، W: عرض پهنه، SG: وزن مخصوص ماده معدنی

## منابع

- بور م، بصیری م.ج، خدایاری ع.ا، (۱۳۹۳)، "بررسی نقش اختیارات حقیقی در پروژه‌های معدنی"، پنجمین کنفرانس مهندسی معدن، انجمن مهندسی معدن ایران.
- حسینی پاک، علی‌اصغر، (۱۳۷۷)، "زمین آمار (ژئواستاتستیک)"، موسسه انتشارات و چاپ دانشگاه تهران، چاپ اول، ۳۱۴ صفحه.
- صیادی ا، شهریار ک، کریمی نسب س، صمیمی ف، (۱۳۸۳). "تعیین حد روباز - زیرزمینی بر اساس بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی"، کنفرانس مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس.
- صیادی، ا، فتحیان پور ن، موسوی ا، (۱۳۹۱). "کاربرد شبیه‌سازی گوسی متوالی شرطی در تعیین عدم قطعیت عیار بلوک‌های تخمینی در معدن فسفات اسفوردی". روش‌های تحلیلی و عددی در مهندسی معدن، ۲(۳)، ۴۴-۵۲.
- فتح‌آبادی س؛ عطائی م؛ سرشکی ف؛ کنشلو م، (۱۳۹۱). "بررسی نقش عدم قطعیت در تعیین حد استخراج روباز - زیرزمینی معدن بوکسیت گلینی دو جاجرم"، چهارمین کنفرانس مهندسی معدن ایران، تهران، انجمن مهندسی معدن، دانشگاه تهران.
- محمودی ع، اصائلو م، اصفهانی پور ا، "استفاده از تئوری اختیار واقعی برای تصمیم‌گیری جهت سرمایه‌گذاری در پروژه‌های معدنی با توجه به تغییرات قیمت، مطالعه موردی معدن مس سونگون"، کنفرانس ملی حسابداری، مدیریت مالی و سرمایه‌گذاری، دانشگاه جامع علمی - کاربردی استان گلستان.
- یاوری م، کیومرثی م، (۱۳۸۳). "توسعه نرم‌افزار به‌منظور تعیین حد روباز - زیرزمینی"، کنفرانس مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس.

Armstrong M, Dowd PA (۱۹۹۴). Geostatistical simulations. Kluwer Academic Publishers, Dordrecht

Abdel Sabour A, Dimitrakopoulos R., (۲۰۱۱). Incorporating geological and market uncertainties and operational flexibility into open-pit mine design. J Min Sci ۴۷(۲):۱۹-۲۰۱۱

- Black, F., & Scholes, M. (۱۹۷۳). The pricing of options and corporate liabilities. *Journal of political economy*, ۸۱(۳), ۶۳۷-۶۵۴.
- Billinton, R., & Allan, R. N. (۱۹۹۲). *Reliability evaluation of engineering systems* (pp. ۱۰۰-۱۷۳). New York: Plenum press.
- Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Oraee, K., (۲۰۰۸), A Model for Determining Optimal Transition Depth over from Open-pit to Underground Mining, *Proceeding of ۱۰th International Conference on Mass*, ISBN: ۹۷۸-۹۱-۶۳۳-۲۳۳۱-۷, Luleå, Sweden, pp. ۳۹۳-۴۰۰.
- Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Oraee, K. (۲۰۰۹). Transition from open-pit to underground as a new optimization challenge in mining engineering. *Journal of Mining Science*, ۴۰(۵), ۴۸۵-۴۹۴.
- Bakhtavar, E., Shahriar, K., & Mirhassani, A. (۲۰۱۲). Optimization of the transition from open-pit to underground operation in combined mining using (۰-۱) integer programming. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, ۱۱۲(۱۲), ۱۰۵۹-۱۰۶۴.
- Botin, J. A., Valenzuela, F., Guzman, R., & Monreal, C. (۲۰۱۳). A methodology for the management of risk related to uncertainty on the grade of the ore resources. *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, ۲۹(۱), ۱۹-۳۲.
- Cox, J.C., Ross, S.A., Rubinstein, M., (۱۹۷۹). Option pricing: a simplified approach. *J. Financial Econ.* ۷, ۲۲۹-۲۶۳.
- Camus, J. P., (۱۹۹۲), Open pit optimization considering an underground alternative, *proceeding of ۲۳th International APCOM Symposium*, pp. ۴۳۰-۴۴۱.
- Costa JF, AC Zingano, JC Koppe, (۲۰۰۰). Simulation-an approach to risk analysis in coal mining. *Explor Mining Geol.*, Vol. ۹, No. ۱, pp. ۴۳-۴۹.
- Godoy, M., & Dimitrakopoulos, R. (۲۰۰۴). Managing risk and waste mining in long-term production scheduling of open-pit mines. *SME Transactions*, ۳۱۶(۳).
- Dimitrakopoulos, R. G., & Sabour, S. A. A. (۲۰۰۷). Evaluating mine plans under uncertainty: Can the real options make a difference?. *Resources Policy*, ۳۲(۳), ۱۱۶-۱۲۰.
- Dehghani, H., Ataee-pour, M.,(۲۰۱۲a). Determination of the effect of operating cost uncertainty on mining project evaluation. *Resour. Policy* ۳۷, ۱۰۹-۱۱۷.
- Dehghani, H., Ataee-pour, M., (۲۰۱۲b). The role of economic uncertainty on the block economic value – a new valuation approach. *Arch. Min. Sci.* ۵۷, ۹۹۱-۱۰۱۴.

- Dehghani H, M Ataee-pour, A Esfahanipour, (۲۰۱۴). Evaluation of the mining projects under economic uncertainties using multidimensional binomial tree,. Resources Policy ۳۹. ۱۲۴-۱۳۳
- Hartman, H. L. (۱۹۹۲). SME mining engineering handbook (Vol. ۲). S. G. Britton (Ed.). Denver: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Haque, M. A., Topal, E., & Lilford, E. (۲۰۱۴). A numerical study for a mining project using real options valuation under commodity price uncertainty. Resources Policy, ۳۹, ۱۱۵-۱۲۳.
- Monjezi M, MR Kashani, M Ataei., (۲۰۱۳). A comparative study between sequential Gaussian simulation and kriging method grade modeling in open-pit mining.; Arab J Geosci ۶:۱۲۳-۱۲۸
- Nilsson, D. S., (۱۹۸۲), Open Pit or Underground Mining, Underground Mining Methods Handbook, Section. ۱,۵, AIME, New York, pp. ۷۰-۸۷.
- Nilsson, D. S., (۱۹۹۲), Surface vs. Underground Methods, SME Mining Engineering Handbook, Section ۲۳,۲, H.L.Hartman (Ed.), pp. ۲۰۵۸-۲۰۶۸.
- Nilsson, D. S., (۱۹۹۷), Optimal Final Pit Depth: Once Again, (Technical Paper), International Journal of Mining Engineering, pp. ۷۱-۷۲.
- Opoku, S. (۲۰۱۳). Modelling the optimum interface between open pit and underground mining for gold mines (Doctoral dissertation, Faculty of Engineering and the Built Environment, University of the Witwatersrand, Johannesburg).
- Soderberg, A., & Rausch, D. O. (۱۹۶۸). Surface Mining (Section ۴,۱). AIMM, New York, ۱۴۲-۱۴۳.
- Satti, O. A. (۱۹۹۵). Geostatistics, a Tool for Risk Analysis in Orebody Evaluation and Ore Related Mine Decisions. Queen's University at Kingston.
- Slade M., (۲۰۰۱). Valuing managerial flexibility: an application of real option theory to mining investment. J Environ Econ Manag ۴۱:۱۹۳-۲۳۳
- Shafiee, S., Topal, E., Nehring, M.,(۲۰۰۹). Adjusted real option valuation to maximize mining project value—a case study using century mine, In: Project Evaluation Conference, pp. ۱۲۵-۱۳۴.
- Soltani, F., Afzal, P., & Asghari, O. (۲۰۱۴). Delineation of alteration zones based on Sequential Gaussian Simulation and concentration–volume fractal modeling in the hypogene zone of Sungun copper deposit, NW Iran. Journal of Geochemical Exploration, ۱۴۰, ۶۴-۷۶.

Tulp, T., (۱۹۹۸), Open pit to Underground Mining, Proceeding of Mine Planning and Equipment Selection (MPES) Symposium, Balkema, Rotterdam, pp. ۹-۱۲.

Topal E., (۲۰۰۸). Evaluation of a mining project using discounted cash flow analysis, decision tree analysis, Monte Carlo simulation and real options using an example, Mining and Mineral Engineering, ۱:۶۲-۷۶.

Visser, W. F. (۲۰۰۶). Optimization of the OP/UG transition: development of a software tool for optimization of the transition depth and the open pit slope angle-draft (Doctoral dissertation, TU Delft, Delft University of Technology).

Vann, J., Bertoli, O., & Jackson, S. (۲۰۰۲). An overview of geostatistical simulation for quantifying risk. In Proceedings of Geostatistical Association of Australasia Symposium "Quantifying Risk and Error (Vol. ۱, p. ۱).

Zhang K, A Nieto, AN Kleit (۲۰۱۵) .The real option value of mining operations using mean-reverting commodity prices. Miner Econ (۲۰۱۵) ۲۸:۱۱-۲۲

<http://www.icep.ir>

<http://www.indexmundi.com>

## **Abstract**

*The combination of open pit and underground mining; in particular determination of transition depth in large and massive deposits, is one of the most important issues in mine planning process and is challenged by mine engineers. In this case, a few solutions are available. therefore, due to these limitations in existing solutions, a new method based on the economical block model with considering of optimum pit limit , geological and economical (mining costs & metal price) uncertainties, applied to Chah-Gaz iron ore mine to determine transition depth from open pit to underground mining. For this reason, after estimation of grade distribution using Kriging method, 100 realizations generated by Sequential Gaussian Simulation method in order to investigation grade uncertainty. In addition, the influence of mining costs and metal price uncertainties in transition depth utilized by Real Option approach and Binomial Tree method. Based on the results, the transition depth from open pit to underground mining for the case study is 300 meter by Kriging model and between 270 – 330 meters with considering of 90% confidence interval in grade uncertainty condition. Also, this depth is 410 meter from surface under economical uncertainties. The depth range that obtained by taking economical uncertainties is more than kriging and simulation models. It can be concluded that, the influence of economical uncertainties is greater than geological uncertainty in open pit mining.*

**Keywords:** *Open pit to Underground Limit, Transition Depth from open pit to underground, Sequential Gaussian Simulation, Grade Uncertainty, Binomial Tree Method, Economical Uncertainty;*





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

**M.Sc. Thesis in Mineral Exploitation**

**Determining open pit vs underground limit under conditions  
of uncertainty by using real options Approach**

By: Mohammad ghelbash garebolaghi

Supervisor(s):

Dr. Mohammad Ataei

Dr. Reza Khalokakaei

February, ۲۰۱۷