

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی استخراج مواد معدنی

بهینه سازی برنامه ریزی تولید معادن زیرزمینی به روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از مدل سازی ریاضی

نگارنده: فرزاد ستوده

اساتید راهنما:

دکتر محمد عطائی

دکتر رضا خالوکاکایی

استاد مشاور:

دکتر یاشار پوررحیمیان

شهریور ۱۳۹۶

شماره: ۲۰۰۴/۴۹۴-۲
تاریخ: ۹۶/۰۶/۲۷

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

فرم شماره (۳) صورتجلسه نهایی دفاع از پایان نامه دوره کارشناسی ارشد

با نام و یاد خداوند متعال، ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد آقای فرزاد ستوده با شماره دانشجویی ۹۳۰۹۲۹۴ رشته مهندسی معدن گرایش استخراج تحت عنوان: بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی به روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از مدل‌سازی ریاضی که در تاریخ ۹۶/۰۶/۲۲ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

قبول (با امتیاز ۱۹،۲۵ درجه عالی) ☐ مردود ☐
نوع تحقیق: نظری ☒ عملی ☐

عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنمای اول	دکتر محمد عطایی	استاد	
۲- استاد راهنمای دوم	دکتر رضا خالو کاکایی	استاد	
۳- استاد مشاور	دکتر یاشار پوررحیمیان	استادیار	
۴- نماینده تحصیلات تکمیلی	دکتر رامین رفیعی	استادیار	
۵- استاد ممتحن اول	دکتر فرهنگ سرشکی	دانشیار	
۶- استاد ممتحن دوم	دکتر محمد اسماعیل جلالی	دانشیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده:
تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تقدیم به:

جامعه مهندسی معدن ایران

هربرت هوور قبل از اینکه به ریاست جمهوری ایالات متحده آمریکا انتخاب شود، مهندس معدن بود. او در خاطراتش درباره مهندسی چنین می گوید:

حرفه عالیت، در آن افونیست، باشد این که یک تکه خیال با کمک علم به شکل یک نقشه بروی کاغذ شکل می گیرد. پس، به سمت واقعیت یافتن در سنگ یا فلز یا انرژی پیش می رود. پس، برای انسان با شغل و خانه ایجاد می کند و پس کیفیت زندگی را بالا می برد و بر رفاه زندگی می افزاید. این بزرگترین افتخار یک مهندس است.

تعبیر بزرگ یک مهندس در مقایسه با صاحبان دیگر مشاغل در این است که کارهای وی ناپوشیده و در معرض دید بنگان است. اعمال او، قدم به قدم به شکل ماده سخت است. او نمی تواند مانند یک پزشک اشتباهاتش را در قهر کور پنهان سازد. او نمی تواند خطایش را مانند یک وکیل با جرم و بحث ناپدید سازد و خطا را بر گردن قاضی بیاندازد. او نمی تواند مانند یک معمار خطایش را با دوختن و پچپک باپوشاند. او نمی تواند مانند یک سیاستمدار کاستی های خود را با تهمت به رقیب پرده پوشانی کند و امیدوار باشد که مردم فراموش کنند. مهندس نمی تواند از پذیرفتن خطایش طفره رود. اگر کارهای مهندس کار نکنند، او ملعون است.

تقدیر و تشکر:

بانشکر و سپاس بی حد به دگاه باری تعالی که تحتین و بزرگ ترین یاریکر بندگان در آغاز و پایان هر کاریست.

ابتدا بر خود لازم میدانم از دو وجود مقدس، پدر بزرگوارم و مادر خداکارم که ناتوان شدم تا من به توانایی برسم؛ موهبتان سپید شد تا من رو سفید شوم و عاشقانه سوختند تا من به جایگاهی که اکنون در آن ایستاده ام برسم، پاسگزاری کنم. بوسه بردستان پر مهرشان.

برای استید راهبها و مشاور فریخته و فرزانه ام جناب آقای دکتر محمد عطایی، جناب آقای دکتر رضا کاکایی و جناب آقای دکتر یاشار پور رحیمیان که در این مسیر پر فراز و نشیب و در طی مراحل مختلف این پایان نامه و همچنین جناب آقای دکتر فرهنگ سرشکی در طی دوران تحصیل اینجانب در مقطع کارشناسی ارشد نقطه ای از راهبانی، پشتیبانی و تشویق من دیغ نکرده اند با کمال تقدیر و تشکر، آرزوی توفیق روز افزون را از خداوند متعال برایشان خواهم نمود.

در نهایت، از بکاری شرکت مهندسی کاوشگران به خصوص جناب آقای مهندس محسن جمشیدی در تهیه اطلاعات مورد نیاز این پایان نامه و همچنین از تمامی دوستان عزیزم به خصوص مهندسین الیار پور رحیمیان و فرزاد نوبخت فرین که یاور همیشگی ام در طی تحصیل دوران دانشگاه بوده اند، کمال تشکر را دارم.

موجیم و وصل ما از خود بریدن است ساعل بهانه ایست، رفتن رسیدن است

تعهد نامه

اینجانب فرزاد ستوده دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی استخراج معدن دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه بهینه سازی برنامه ریزی تولید معادن زیرزمینی به روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از مدل سازی ریاضی تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر رضا خالوکا کائی متعهد می شوم.

- تحقیقات در این پایان نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش های محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان نامه 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 می باشد 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 پایان نامه تأثیرگذار بوده اند در مقالات مستخرج از پایان نامه رعایت می گردد.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه ، در مواردی که از موجود زنده (یا بافتهای آنها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان نامه، 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 ۱۳۹۶/۰۶/۲۲

امضای دانشجو: فرزاد ستوده

مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه های رایانه ای، نرم افزار ها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی باشد.

چکیده

با توجه به نیاز روز افزون به مواد خام اولیه و کاهش قابل توجه ذخایر سطحی که امکان استخراج آن‌ها به روش‌های روباز میسر است و همچنین مشکلات و مسائل زیست محیطی که در معادن روباز بیشتر مطرح می‌شوند، باعث شده معدنکاری زیرزمینی با اقبال بیشتری مواجه شود. شرایط معدنکاری زیرزمینی دارای تفاوت‌های قابل توجهی با معدنکاری روباز است. در معدنکاری زیرزمینی برای استخراج ماده معدنی با توجه به عوامل متعدد تاثیرگذار، روش‌های استخراجی متفاوتی استفاده می‌شود.

طراحی محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی، توجه بسیاری از طراحان و مهندسين پروژه‌های معدنی را به خود جلب کرده است. محققین مختلفی، تأثیر عدم قطعیت زمین‌شناسی و اقتصادی را در طراحی کلی معادن روباز در مطالعات خود گزارش کرده‌اند. بر خلاف این چنین طیف گسترده‌ای از پژوهش در رابطه با معادن روباز، تحقیقات و تلاش‌های کمتری در راستای تأثیر عدم قطعیت‌های موجود در طراحی محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی و توالی استخراج کارگاه‌های زیرزمینی گزارش شده است. از این رو، در این پایان‌نامه، با توجه به تحقیقات اندک صورت گرفته، روشی برای تعیین محدوده و جانمایی کارگاه‌های استخراج معادن زیرزمینی در حالت سه بعدی ارائه شده است و در راستای رسیدن به این هدف یک برنامه کامپیوتری (SLO3D) توسعه داده شده است. همچنین، روشی مبتنی بر برنامه‌ریزی ریاضی به منظور بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید و تعیین توالی استخراج کارگاه‌ها با در نظر گرفتن تأثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی و شبیه‌سازی عیار ماده معدنی به کمک شبیه‌سازی گوسی متوالی در یک رگه معدنی مربوط به کانسار چهل‌کوره در نرم‌افزار GAMS/CPLEX پیاده‌سازی شده است.

بر اساس نتایج بدست آمده، ارزش اقتصادی محدوده نهایی در مدل حاصل از تخمین کریجینگ

برابر ۱۵/۶۲ میلیون دلار است و در شرایط عدم قطعیت عیار ماده معدنی با استفاده از نتایج ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده در بازه ۶/۷ میلیون دلار در بدترین حالت و ۳۰/۷ در بهترین حالت به دست آمده است. همچنین، ارزش خالص فعلی (NPV) حاصل از حل مدل ریاضی مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح در ۱۸ بازه زمانی برای مدل کریجینگ برابر ۱۳/۸۶ میلیون دلار و برای مدل‌های شبیه‌سازی شده بین ۵/۹۸ تا ۱۳/۸۶ متغیر است. این بازه نشان دهنده تاثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی در طراحی معادن زیرزمینی است. بنابراین، باید برنامه‌ریزی‌های استخراجی را به گونه‌ای تنظیم کرد که تغییرات احتمالی میزان ماده معدنی خللی در یک دوره زمانی نکند.

کلمات کلیدی: محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی، بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید، برنامه‌ریزی عدد صحیح، ارزش خالص فعلی (NPV)، عدم قطعیت عیار، شبیه‌سازی گوسی متوالی.

Sotoudeh, F, Ataei, M, Kakaie, (2016). "*Risk Assessment of Chehlkoreh Copper Deposit Based on Grade Variability Using Geostatistical Simulation*"; 6th Iranian Mining Engineering Conference (IMC6) & 4th International Mine and Mining Industries Congress, Tehran, Iran.

Sotoudeh, F, Kakaie, R, Ataei, M. (2017). "*Development of a computer program for underground mine stope optimization using a heuristic algorithm*"; 1th International Conference on Underground Mining Technology (UMT2017), Sudbary, Canada, pp. 681-692.

Sotoudeh, F, Ataei, M, Kakaie, (2017). "*Determination of Optimal Underground Stope Layout in 3D Space using a new Heuristic Algorithm*"; Iranian Journal of Mining engineering. (Under Review-Revised).

Sotoudeh, F, Ataei, M, Kakaie, R, Pourrahimian, Y. (2017). "*Determination of Optimal Underground Stope Layout under Grade Uncertainty; Geostatistical Simulation Approach*"; International Journal of Stochastic Environmental Research and Risk Assessment. (Submitted).

Sotoudeh, F, Kakaie, R, Ataei, M. (2017). "*A Comparative Study between Ordinary Kriging (OK) and Sequential Gaussian Simulation (SGS) in Determination of Underground mining Limit*, 4th Young Earth Scientists Congress, Tehran, Iran.

Sotoudeh, F, Ataei, M, Kakaie, R. (2017). "*An Application of Integer Programming to Determine Underground Stopes Sequence Optimization*, Iranian Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering. (Under Review).

فهرست مطالب

فصل ۱: کلیات تحقیق	۱
۱-۱- مقدمه	۲
۱-۲- بیان مسئله	۳
۱-۳- ضرورت انجام تحقیق	۷
۱-۴- هدف و روش انجام تحقیق	۷
۱-۵- ساختار پایان نامه	۸
فصل ۲: مبانی، مفاهیم و پیشینه تحقیق	۱۱
۲-۱- مقدمه	۱۲
۲-۲- تحقیق در عملیات	۱۲
۲-۲-۱- مراحل یک پروژه تحقیق در عملیات	۱۳
۲-۲-۲- بهینه‌سازی	۱۴
۲-۲-۳- مدل‌سازی ریاضی	۱۴
۲-۲-۴- برنامه‌ریزی ریاضی	۱۵
۲-۲-۴-۱- برنامه‌ریزی خطی	۱۶
۲-۲-۴-۲- برنامه‌ریزی عدد صحیح	۱۸
۲-۲-۴-۳- برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط	۱۹
۲-۲-۴-۴- برنامه‌ریزی پویا	۲۰
۲-۲-۴-۵- برنامه‌ریزی غیر خطی	۲۰
۲-۲-۴-۶- تجزیه و تحلیل شبکه	۲۲
۲-۲-۵- روش‌های شبیه‌سازی	۲۳
۲-۳- محدوده نهایی معادن زیرزمینی	۲۴
۲-۳-۱- پیشینه تحقیق	۲۵
۲-۳-۱-۱- الگوریتم برنامه‌ریزی پویا	۲۵
۲-۳-۱-۲- الگوریتم تقسیم هشتگانه	۲۵
۲-۳-۱-۳- الگوریتم شاخه و حد	۲۶
۲-۳-۱-۴- الگوریتم کارگاه شناور	۲۷
۲-۳-۱-۵- الگوریتم شناورسازی کارگاه‌های متعدد	۲۷
۲-۳-۱-۶- الگوریتم با ارزش‌ترین همسایگی	۲۸
۲-۳-۱-۷- الگوریتم برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط	۲۸
۲-۳-۱-۸- الگوریتم سنس و توپال	۲۹
۲-۳-۱-۹- الگوریتم شبکه جریان	۲۹
۲-۳-۱-۱۰- الگوریتم الیپس	۳۰

۳۱.....	۲-۳-۱-۱۱- الگوریتم حریصانه.....
۳۱.....	۲-۳-۱-۱۲- الگوریتم ساندانیک و همکاران.....
۳۲.....	۲-۴- برنامه‌ریزی تولید.....
۳۵.....	۲-۴-۱- برنامه‌ریزی تولید معادن روباز.....
۳۶.....	۲-۴-۲- برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی.....
۳۷.....	۲-۴-۳- برنامه‌ریزی تولید در روش استخراج از طبقات فرعی.....
۴۱.....	۲-۵- عدم قطعیت و ریسک.....
۴۳.....	۲-۵-۱- عدم قطعیت در صنعت معدنکاری.....
۴۴.....	۲-۵-۱-۱- عدم قطعیت زمین‌شناسی در معادن روباز.....
۴۴.....	۲-۵-۱-۲- عدم قطعیت زمین‌شناسی در معادن زیرزمینی.....
۴۵.....	۲-۶- جمع‌بندی.....
۴۵.....	فصل ۳: مدل‌سازی، تخمین و شبیه‌سازی زمین‌آماري
۴۶.....	۳-۱- مقدمه.....
۴۶.....	۳-۲- مطالعه موردی.....
۴۸.....	۳-۲-۱- مطالعات اکتشافی.....
۴۸.....	۳-۳- بررسی آماری داده‌ها.....
۵۱.....	۳-۳-۱- همسان‌سازی داده‌ها.....
۵۲.....	۳-۳-۲- بررسی روند داده‌ها.....
۵۲.....	۳-۳-۳- نرمال‌سازی داده‌ها.....
۵۵.....	۳-۴- بررسی زمین‌آماري.....
۵۵.....	۳-۴-۱- واریوگرافی.....
۵۷.....	۳-۵- مدل‌سازی کانسار.....
۵۹.....	۳-۶- تخمین عیار.....
۶۱.....	۳-۶-۱- اعتبارسنجی تخمین.....
۶۳.....	۳-۷- شبیه‌سازی عیار.....
۶۶.....	۳-۷-۱- اعتبارسنجی شبیه‌سازی.....
۶۷.....	۳-۸- جمع‌بندی.....
۷۱.....	فصل ۴: طراحی و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی
۷۲.....	۴-۱- مقدمه.....
۷۲.....	۴-۲- روش‌های استخراج معادن زیرزمینی.....
۷۳.....	۴-۲-۱- روش استخراج از طبقات فرعی.....
۷۶.....	۴-۲-۱-۱- دسترسی به کانسار.....
۷۶.....	۴-۲-۱-۲- طراحی کارگاه‌های استخراج.....
۷۷.....	۴-۲-۱-۳- برنامه‌ریزی تولید.....

۷۸	۴-۱-۲-۴- سیستم‌های حمل مواد معدنی
۷۸	۴-۳- الگوریتم ارائه شده
۷۹	۴-۱-۳- تهیه مدل بلوکی عیاری
۸۰	۴-۲-۳- تهیه مدل بلوکی اقتصادی
۸۰	۴-۳-۳- تولید کارگاه‌های محتمل زیرزمینی
۸۵	۴-۳-۴- تولید مجموعه کارگاه‌های غیرهمپوشان
۹۱	۴-۴- توسعه برنامه کامپیوتری
۹۲	۴-۵- پیاده‌سازی الگوریتم
۹۳	۴-۱-۵- مثال دو بعدی
۹۷	۴-۲-۵- مدل سه بعدی (رگه معدنی)
۹۸	۴-۱-۲-۵- میزان عیار متوسط و کارگاه‌های محدوده معدنکاری زیرزمینی
۱۰۰	۴-۲-۲-۵- میزان ارزش اقتصادی و تناژ فلز مس محدوده معدنکاری زیرزمینی
۱۰۲	۴-۶- برنامه‌ریزی تولید
۱۰۳	۴-۱-۶- مدلسازی ریاضی برنامه‌ریزی تولید
۱۰۵	۴-۱-۱-۶- تابع هدف مدل ریاضی
۱۰۵	۴-۲-۱-۶- محدودیت‌های مدل ریاضی
۱۰۷	۴-۲-۶- پیاده‌سازی مدل
۱۱۰	۴-۱-۲-۶- برنامه‌ریزی دستی
۱۱۲	۴-۲-۲-۶- برنامه‌ریزی ریاضی
۱۱۴	۴-۳-۲-۶- مقایسه دو رویکرد دستی و ریاضی
۱۱۴	۴-۳-۶- رگه معدنی
۱۱۷	۴-۷- جمع‌بندی
۱۱۹	فصل ۵: نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۱۲۰	۵-۱- مقدمه
۱۲۰	۵-۲- نتایج
۱۲۳	۵-۳- پیشنهادات
۱۲۵	منابع

فهرست اشکال

- شکل ۱-۱: روش انجام تحقیق در یک نگاه ۱۰
- شکل ۱-۲: مدل برنامه‌ریزی خطی با ۲ محدودیت ۱۷
- شکل ۲-۲: مدل غیرخطی با تابع هدف خطی و یک محدودیت غیرخطی ۲۱
- شکل ۳-۲: مدل غیرخطی با تابع هدف غیرخطی و محدودیت‌های خطی ۲۱
- شکل ۴-۲: سطح اعتبار تصمیم‌گیری به عنوان تابعی از درجه عدم قطعیت (حسنی‌پاک، ۱۳۸۲) .. ۴۲
- شکل ۱-۳: راه‌های دسترسی به کانسار چهل‌کوره ۴۷
- شکل ۲-۳: نقشه ناحیه ای و زمین‌شناسی منطقه مس چهل‌کوره ۴۹
- شکل ۳-۳: موقعیت دوبردی گمانه‌های حفاری شده در کانسار چهل‌کوره ۴۹
- شکل ۴-۳: موقعیت سه‌بردی گمانه‌های حفاری شده در کانسار چهل‌کوره ۵۰
- شکل ۵-۳: پارامترهای آماری داده‌های اولیه (خام) عیار مس ۵۰
- شکل ۶-۳: نمودار توزیع فراوانی داده‌های همسانسازی شده عیار مس ۵۱
- شکل ۷-۳: بررسی روند متغیر عیار مس در سه راستای (X,Y,Z) ۵۳
- شکل ۸-۳: آزمون Q-Q برای بررسی نرمال بودن داده‌های اولیه عیار مس ۵۴
- شکل ۹-۳: الف) نمودار توزیع فراوانی داده‌های نرمال شده ب) آزمون Q-Q برای بررسی نرمال بودن داده‌های تبدیل شده ۵۴
- شکل ۱۰-۳: واریوگرام‌های جهتی عیار مس: الف) آزمون ۳۰ درجه (حداکثر) ب) آزمون ۱۲۰ درجه (حداقل) ج) آزمون صفر - قائم (میان) ۵۸
- شکل ۱۱-۳: مدل بلوکی هندسی رگه معدنی ساخته شده در نرم‌افزار Datamine ۵۹
- شکل ۱۲-۳: میزان ذخیره برای عیاردهای مختلف با استفاده از روش کریجینگ ۶۰
- شکل ۱۳-۳: آزمون اعتبارسنجی متقابل بین عیار واقعی و تخمینی الف) نمودار عیار واقعی و تخمینی ب) هستوگرام خطا ۶۲
- شکل ۱۴-۳: نمودار فراوانی داده‌های تخمینی عیار مس ۶۲
- شکل ۱۵-۳: ۴: تحقق منتخب به دست آمده از شبیه‌سازی گوسی متوالی در نرم‌افزار S-GeMS ... ۶۵
- شکل ۱۶-۳: منحنی‌های عیارحد - تناژ ۵۰ تحقق بدست آمده از شبیه‌سازی و کریجینگ ۶۶
- شکل ۱۷-۳: نمودار توزیع فراوانی ۴ تحقق منتخب تصادفی ۶۷
- شکل ۱۸-۳: واریوگرام حاصل از ۵ تحقق منتخب (نقاط مشکلی) و داده‌های اصلی (خط رنگی) ۶۸
- شکل ۱-۴: استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال‌های حلقوی ۷۵
- شکل ۲-۴: استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال‌های موازی ۷۵
- شکل ۳-۴: فرآیند طراحی محدوده بهینه معادن زیرزمینی ۷۹

- شکل ۴-۴: تولید ۴ کارگاه محتمل با ابعاد $2 \times 3 \times 2$ در مدل بلوکی متشکل از ۲۷ بلوک ۸۱
- شکل ۴-۵: مشخصات یک کارگاه استخراج زیرزمینی ۸۱
- شکل ۴-۶: الگوریتم تولید تمامی کارگاه‌های محتمل معدن زیرزمینی ۸۳
- شکل ۴-۷: مدل بلوکی ۲ بعدی متشکل از ۱۶ بلوک ۸۴
- شکل ۴-۸: کارگاه محتمل ۱ (بلوک آغازین این کارگاه (۱ ۱) و بلوک انتهایی کارگاه (۳ ۳) است) ۸۴
- شکل ۴-۹: الگوریتم تولید مجموعه کارگاه‌های غیرهمپوشان ۸۷
- شکل ۴-۱۰: محدوده بهینه نهایی متشکل از ۱۲ بلوک ۹۱
- شکل ۴-۱۱: برنامه کامپیوتری تعیین محدوده بهینه استخراج معادن زیرزمینی (Sotoudeh et al. 2017) ۹۳
- شکل ۴-۱۲: مدل بلوکی عیاری مس (٪) ۹۴
- شکل ۴-۱۳: مدل بلوکی اقتصادی مس (دلار) ۹۴
- شکل ۴-۱۴: تمامی کارگاه‌های محتمل در مدل بلوکی دو بعدی ۹۶
- شکل ۴-۱۵: محدوده بهینه استخراج (۳ کارگاه) ۹۷
- شکل ۴-۱۶: محدوده معدنکاری و جانمایی کارگاه‌ها؛ الف) تحقق ۵ (ب) تحقق ۱۷ ج) کریجینگ ۹۹
- شکل ۴-۱۷: تعداد کارگاه‌های استخراج در تک مدل تخمینی (خط مشکی) و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده ۱۰۰
- شکل ۴-۱۸: عیار متوسط محدوده در تک مدل تخمینی (خط مشکی) و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده ۱۰۰
- شکل ۴-۱۹: توزیع ارزش اقتصادی محدوده نهایی در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل تخمینی (خط چین) ۱۰۱
- شکل ۴-۲۰: توزیع تناژ فلز خالص مس در محدوده نهایی در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل تخمینی (خط چین) ۱۰۲
- شکل ۴-۲۱: فازهای معدنکاری کارگاه استخراج زیرزمینی ۱۰۲
- شکل ۴-۲۲: مدل ریاضی برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی با هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی (NPV) ۱۰۸
- شکل ۴-۲۳: پلان افقی کارگاه‌های استخراج ۱۰۹
- شکل ۴-۲۴: توالی استخراج کارگاه‌های استخراج در ۱۴ بازه زمانی (برنامه‌ریزی دستی) ۱۱۲
- شکل ۴-۲۵: توالی استخراج کارگاه‌های استخراج در ۱۴ بازه زمانی (برنامه‌ریزی ریاضی) ۱۱۳
- شکل ۴-۲۶: محدوده معدنکاری و جانمایی کارگاه‌های استخراج در تحقق منتخب ۱۷ ۱۱۵
- شکل ۴-۲۷: توالی استخراج کارگاه‌های استخراج محدوده مربوط به تحقق ۱۷ ۱۱۵
- شکل ۴-۲۸: مقادیر ارزش خالص فعلی (NPV) در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل کریجینگ ۱۱۶

شکل ۴-۲۹: توزیع ارزش خالص فعلی در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل تخمینی ۱۱۷

فهرست جداول

جدول ۱-۲ : خلاصه الگوریتم‌های موجود برای تعیین محدوده نهایی معادن زیرزمینی	۳۴
جدول ۲-۲: مقایسه مدل Nehring(2006) با مدل توسعه یافته Little(2008)	۴۰
جدول ۱-۳: پارامترهای آماری داده‌های اولیه (خام) عیار مس	۵۰
جدول ۲-۳: پارامترهای آماری داده‌های همسان‌سازی شده عیار مس	۵۱
جدول ۳-۳: پارامترهای آماری داده‌های نرمال شده عیار مس	۵۴
جدول ۴-۳: پارامترهای زمین‌آماري مدل‌های برازش شده به واریوگرام غیر جهتی	۵۷
جدول ۵-۳: مقایسه پارامترهای آماری مدل واقعی و تخمینی	۶۲
جدول ۱-۴: مشخصات و ارزش اقتصادی هر یک از کارگاه‌ها	۸۸
جدول ۲-۴: مشخصات و ارزش اقتصادی هر یک از مجموعه‌های محدوده نهایی	۹۰
جدول ۳-۴: برنامه‌های کامپیوتری توسعه یافته توسط محققین مختلف	۹۲
جدول ۴-۴: عیار متوسط و ارزش اقتصادی کارگاه‌ها	۹۵
جدول ۵-۴: پارامترهای اقتصادی طراحی محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی	۹۸
جدول ۶-۴: نشانه‌ها و متغیر تصمیم مدل ریاضی	۱۰۳
جدول ۷-۴: پارامترهای مورد نیاز مدل‌سازی ریاضی	۱۰۳
جدول ۸-۴: پارامترهای مورد نیاز هر کارگاه برای برنامه‌ریزی تولید	۱۰۹
جدول ۹-۴: جریان نقدینگی و اولویت استخراجی هر کارگاه	۱۱۱
جدول ۱۰-۴: جریان نقدینگی تنزیل شده کارگاه‌های استخراجی	۱۱۱
جدول ۱۱-۴: جریان نقدینگی تنزیل شده کارگاه‌های استخراجی حاصل از برنامه‌ریزی ریاضی	۱۱۳

فصل ۱: کلیات تحقیق

۱-۱- مقدمه

استخراج کانسارهای فلزی و غیرفلزی با توجه به عمق کانسارها و شرایط زمین‌شناسی با روش‌های سطحی^۱ و زیرزمینی^۲ انجام می‌گیرد. بدین صورت که کانسارهای سطحی و نزدیک به سطح زمین به روش‌های مختلف سطحی استخراج می‌شوند. و با افزایش عمق از سطح زمین، روش‌های روباز به دلیل اقتصادی نبودن جذابیت خود را از دست داده و به سمت روش‌های زیرزمینی گرایش پیدا می‌شود. در طراحی استخراج کانسارهای فلزی عمیق، با مطالعه نوع، شکل، سنگ دربرگیرنده و تمام فاکتورهایی که در استخراج معادن تأثیرگذار هستند، روش‌های مطلوب برگزیده شده و پس از بررسی اقتصادی روش‌های قابل اجرا، تنها یک روش زیرزمینی که اقتصادی‌تر بوده انتخاب می‌شود.

برای طراحی معادن روباز و زیرزمینی، در حالت کلی از داده‌های مربوط به اکتشاف شامل اطلاعات زمین‌شناسی و عیار حاصل از داده‌های گمانه‌ای^۳ استفاده می‌شود. بدین صورت که در ابتدا محدوده اولیه کانسار با استفاده از نرم‌افزارهای معدنی موجود مدل‌سازی می‌شود. سپس، با استفاده از روش‌های زمین‌آماري^۴، مدل هندسی ساخته شده به مدل بلوکی زمین‌شناسی تبدیل می‌شود تا مقدمات طراحی معدن بر اساس دیگر پارامترهای فنی و اقتصادی آغاز شود. اما، طراحی معادن نیز به همین راحتی نبوده چرا که، صنعت معدنکاری در مقایسه با دیگر صناعت‌ها به دلیل سرمایه‌گذاری بالا و وجود عدم قطعیت‌هایی همچون عدم قطعیت‌های فنی (زمین‌شناسی و عیار کانسار) و اقتصادی (قیمت فلز و هزینه‌های معدنکاری)، صنعتی پر ریسک است.

در پاسخ به این سؤال که روش‌های بررسی این‌گونه عدم قطعیت‌ها در حین طراحی معادن چیست،

۱. Surface Mining

۲. Underground Mining

۳. Drillholes Data

۴. Geostatistical Methods

باید به روش‌های شبیه‌سازی زمین‌آماری برای دستیابی به دامنه تغییرات اندازه‌گیری‌ها، تعیین ریسک مورد نظر در رابطه با توزیع عیار کانسار و روش‌هایی همچون اختیارات حقیقی^۱ و درخت دو جمله‌ای^۲ برای بررسی تأثیر عدم قطعیت اقتصادی اشاره کرد. به کمک این روش‌ها می‌توان برنامه‌ریزی‌های استخراجی و بررسی‌های اقتصادی را به صورت دقیق بررسی کرد.

محققین مختلفی، تأثیر عدم قطعیت زمین‌شناسی و اقتصادی را در طراحی کلی معادن روباز از جمله تعیین محدوده نهایی بهینه و برنامه‌ریزی تولید، در مطالعات خود گزارش کرده‌اند. بر خلاف این چنین طیف گسترده‌ای از پژوهش در رابطه با معادن روباز، تحقیقات و تلاش‌های کمتری در راستای تأثیر عدم قطعیت‌های موجود در طراحی محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی^۳ و توالی استخراج کارگاه‌های زیرزمینی^۴ گزارش شده است. بدین منظور، در این تحقیق ضمن ارائه الگوریتم ابتکاری برای تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی در حالت سه بعدی و برنامه‌ریزی تولید معدنکاری زیرزمینی به روش برنامه‌ریزی ریاضی^۵ (MP)، به بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار به کمک شبیه‌سازی زمین‌آماری در طراحی این دو عنصر مهم طراحی معادن زیرزمینی پرداخته شده است و نتایج آن با تک مدل تخمین کریجینگ مورد مقایسه قرار گرفته است.

۱-۲- بیان مسئله

فرآیند برنامه‌ریزی استخراج و طراحی معادن زیرزمینی پیچیده‌تر از معادن سطحی و با توجه به عمق قرارگیری کانسار، عیار متوسط و حد، نحوه توزیع و پراکندگی مواد معدنی با ارزش، ضخامت، نوع

۱. Real Option Methods

۲. Binomial Tree

۳. Underground Mining Limit

۴. Stopes Extraction Sequence

۵. Mathematical Programming

کانسار، شرایط توپوگرافی، روش استخراج و سایر موارد مشابه در نظر گرفته می‌شود. بنابراین، عملیات اکتشاف و بهره‌برداری معادن زیرزمینی پیچیده‌تر از معادن روباز بوده و اهمیت ارزش ماده معدنی نسبت به پارامترهای فنی بیشتر مورد توجه قرار می‌گیرد. چون، فراوانی مواد معدنی در روش‌های استخراج زیرزمینی نسبت به معادن روباز کمتر است و مهم‌ترین آن‌ها شامل معادن مس، آهن، نیکل، قلع، طلا، سرب، روی، الماس و زغال‌سنگ است.

طی سال‌های اخیر، سه حوزه عمده در رابطه با معدنکاری زیرزمینی، پیشرفت چشمگیری داشته‌اند. این سه حوزه عبارت‌اند از:

(۱) تعیین محدوده نهایی و جانمایی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی.

(۲) توسعه و آماده‌سازی زیرساخت‌ها

(۳) برنامه‌ریزی تولید و تعیین توالی استخراج کارگاه‌های محدوده نهایی.

از بین این سه حوزه، دو حوزه اولی و سومی که در این پایان‌نامه مورد بررسی قرار گرفته است از اهمیت ویژه‌ای برخوردار هستند. الگوریتم‌های ارائه شده توسط محققین مختلف برای تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی در مقایسه با معادن روباز به سه دلیل عمده کمتر بوده اند (میرزائیان و عطایی‌پور، ۱۳۹۰):

(۱) عمومیت: توسعه الگوریتمی که برای انواع مختلف و بیشتر روش‌های استخراج زیرزمینی عمومیت داشته باشد، مشکل است.

(۲) پیچیدگی: اطلاعات زمین‌شناسی، ژئومکانیکی و اقتصادی نسبتاً پیچیده و مدل‌سازی آن‌ها مشکل است.

۳) مقبولیت: هر چند که سیستم‌های طراحی به کمک کامپیوتر گام‌های طراحی را به صورت خودکار طی می‌کنند، اما طراحان معادن زیرزمینی همواره به روش‌های سنتی و اعمال قوانین سرانگشتی پایبندی بیشتری دارند.

با این حال، الگوریتم‌های مختلفی برای تعیین محدوده و جانمایی کارگاه‌های زیرزمینی ارائه شده‌اند که می‌توان آن‌ها را به دو دسته کل‌گرا^۱ و جزء‌گرا^۲ تقسیم کرد. الگوریتم‌های کل‌گرا، ارزش اقتصادی بلوک‌ها را ثابت در نظر گرفته و محدوده نهایی معدنکاری را داخل کانسار بررسی می‌کنند. در صورتی که، الگوریتم‌های جزء‌گرا در ابتدا کانسار را به طبقات مشخصی تقسیم‌بندی می‌کنند و الگوریتم مورد نظر را در طبقات به صورت جداگانه پیاده‌سازی می‌کنند (جلالی، ۱۳۸۵).

مهم‌ترین بخش طراحی معدن که سودآوری و ارزش خالص فعلی^۳ (NPV) به آن وابسته است، برنامه‌ریزی تولید و توالی استخراج کارگاه‌هاست که پس از تعیین پارامترهای اولیه طراحی معدن و برآوردهای اقتصادی از هزینه‌ها و درآمدها و تعیین محدوده و جانمایی کارگاه‌های استخراج انجام می‌شود.

برنامه‌ریزی برای دسترسی به هدف خاص انجام می‌پذیرد. بدین منظور باید با به‌کارگیری تمام زمینه‌های علمی، برنامه‌ای (طرح یا نقشه‌ای) ارائه داد که از میان برنامه‌های موجود مناسب‌ترین برنامه برای دسترسی به هدف باشد. هدف از برنامه‌ریزی در معادن زیرزمینی همانند معادن روباز، در اکثر مواقع، دستیابی به میزان سود یا ارزش خالص فعلی، بیشینه کردن میزان استخراج کانسنگ از ذخیره معدنی، بیشینه کردن ارزش هر تن محصول نهایی معدن (محصول قابل فروش) یا به حداکثر رساندن

۱ . Field-Oriented

۲ . Level-Oriented

۳ . Net Present Value

عمر معدن، با در نظر گرفتن محدودیت‌های فنی، استخراجی و زمانی است. ارزش اقتصادی هر معدن به برنامه‌ریزی و مدیریت آن معدن وابستگی زیادی دارد. عملیات و مدیریت یک معدن زیرزمینی با عمر چندین ساله یک کار بسیار بزرگ و پیچیده است.

برخلاف بسیاری از حوزه‌هایی که قابلیت بهینه‌سازی را دارند، برنامه‌ریزی تولید به دلیل داشتن مؤلفه زمان و ماهیت پویا بودن آن از پیچیدگی بسیاری برخوردار است. طراحی و پیشرفت الگوریتم‌های بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید برای معادن زیرزمینی در مقایسه با معادن روباز بنا به دلایل متعدد، اندک و کند بوده است. عمده‌ترین دلایل این امر، تعدد روش‌های استخراج زیرزمینی، پیچیدگی محاسبه پارامترهای اقتصادی محدوده استخراج و عدم وجود فرهنگ استفاده از این الگوریتم‌ها بوده است. بنابراین، استفاده از تحقیق در عملیات^۱ (OR) و به کار بردن روش‌های برنامه‌ریزی ریاضی به دلیل پشتوانه محکم در حل مسائل پیچیده و چند محدودیتی، می‌تواند بهترین روش در بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی باشد.

همان‌طور که در بخش قبل گفته شد، لازمه طراحی محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی و برنامه‌ریزی تولید، تهیه مدل بلوکی عیاری با استفاده از یکی از روش‌های تخمین است. تخمین‌گر کریجینگ^۲ به عنوان بهترین تخمین‌گر خطی نا اریب، در اکثر طراحی‌های معادن روباز و زیرزمینی استفاده می‌شود. در سوی دیگر، روش‌های شبیه‌سازی زمین‌آماري نیز با برطرف کردن اثرات هموارسازی مقادیر عیار، قادر به تولید تحقق‌های مختلف از کانسار هستند که می‌توانند درک بهتری از نحوه توزیع عیار کانسار در اختیار مهندسين و طراحان معدن برای برنامه‌ریزی دقیق در اختیار بگذارند.

۱. Operation Research

۲. Kriging

۱-۳- ضرورت انجام تحقیق

از آنجا که ذخایر معدنی جزو منابع اقتصادی پایان پذیر هستند، توجه به شیوه اقتصادی تولید در آن‌ها اهمیت ویژه‌ای دارد. استخراج معادن زیرزمینی به دلیل نداشتن باطله و روباره نسبت به معادن روباز از اهمیت بسزایی در ایران و بسیاری از کشورهای دنیا برخوردار هستند. بنابراین، بایستی با استفاده از روش‌های شبیه‌سازی زمین‌آماري به منظور بررسی تأثیر عدم قطعیت و الگوریتمی که توانایی طراحی محدوده معدنکاری زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج را در حالت واقعی (سه‌بعدی) داشته باشد، بتوان این معادن را به منابع درآمد قابل توجهی در کنار نفت تبدیل کرد.

۱-۴- هدف و روش انجام تحقیق

هدف از انجام این تحقیق، ارائه یک الگوریتم برای تعیین محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی در حالت سه بعدی و تعیین توالی استخراج این کارگاه‌ها با استفاده از مدل‌سازی ریاضی مبتنی بر روش برنامه‌ریزی عدد صحیح^۱ (IP) با در نظر گرفتن تمامی محدودیت‌های زمانی، استخراجی و فنی است.

هدف دیگر این تحقیق، بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی در طراحی و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی با استفاده از شبیه‌سازی گوسی متوالی به عنوان کارآمدترین روش شبیه‌سازی زمین‌آماري است. تا بتوان دامنه تغییرات ارزش خالص فعلی (NPV) حاصل از ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده را با تک مدل تخمینی مقایسه کرد.

برای دستیابی به اهداف بالا، ابتدا مطالعات واریوگرافی بر روی رگه معدنی واقع در کنسار مس

۱ . Integer Programming

چهار کوره به منظور برآورد پارامترهای تخمین و شبیه‌سازی گوسی متوالی^۱ (SGS) در نرم‌افزار S-GeMS انجام شده است سپس، مدل بلوکی هندسی به صورت یک رگه در نرم‌افزار Datamine طراحی شده است. پس از تعیین پارامترهای مورد نیاز، مدل بلوکی هندسی با استفاده از تخمین گر کریجینگ به مدل بلوکی عیاری تبدیل شده است. همچنین برای بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار، ۵۰ تحقق نیز شبیه‌سازی شده‌اند. در ادامه، با استفاده از یک الگوریتم ابتکاری سه بعدی، محدوده نهایی معدنکاری برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق به صورت جداگانه انجام گرفته است و نتایج آن‌ها مورد مقایسه قرار گرفته‌اند. در نهایت، با استفاده از مدل‌سازی ریاضی، توالی استخراج کارگاه‌ها در تمامی محدوده‌های حاصل از روش کریجینگ و شبیه‌سازی مشخص شده است و نتایج آن‌ها نیز مورد مقایسه قرار گرفته‌اند. روند انجام این تحقیق به صورت شماتیک در شکل (۱-۱) نشان داده شده است.

۱-۵- ساختار پایان‌نامه

پایان‌نامه حاضر متشکل از پنج فصل است که خلاصه هر فصل به شرح زیر است:

در فصل اول با عنوان "کلیات"، به بیان مسئله، اهداف و ضرورت انجام تحقیق و روش انجام آن پرداخته شده است.

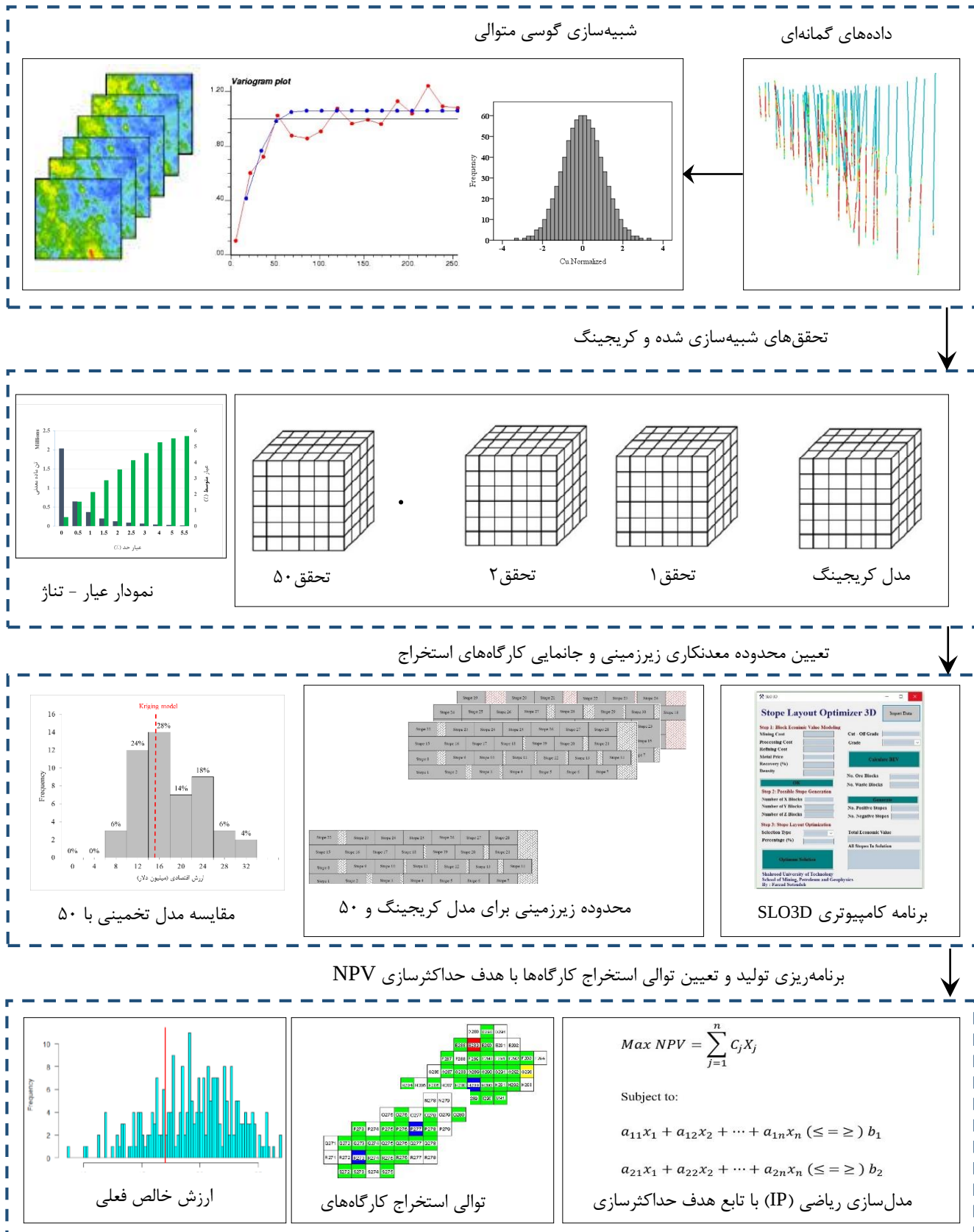
در فصل دوم با عنوان "مبانی، مفاهیم و پیشینه تحقیق"، پس از ارائه مباحث تحقیق در عملیات، به ارائه مفاهیم و سابقه علمی طراحی محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید معدنکاری زیرزمینی پرداخته شده است. در قسمت آخر این فصل، به دلیل بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار در طراحی معادن زیرزمینی، توضیحاتی در رابطه با عدم قطعیت و نحوه بررسی آن با استفاده از روش‌های زمین‌آماري ارائه شده است.

۱ . Sequential Gaussian Simulation

در فصل سوم با عنوان "مدل سازی، تخمین و شبیه سازی"، ابتدا، مطالعات آماری داده های مورد نیاز برای انجام پایان نامه مورد بررسی قرار گرفته است. سپس، مطالعات واریوگرافی به منظور تعیین پارامترهای تخمین کریجینگ و شبیه سازی گوسی متوالی، در نرم افزار S-GeMS صورت گرفته است. در نهایت، مدل هندسی ساخته شده در نرم افزار Datamine، به مدل بلوکی عیاری با استفاده از تخمین گر کریجینگ و ۵۰ مدل بلوکی عیاری حاصل از شبیه سازی گوسی متوالی تبدیل شده است و نمودار عیار - تناژ آن ها مورد مقایسه قرار گرفته است.

در فصل چهارم با عنوان "طراحی و برنامه ریزی معادن زیرزمینی"، ابتدا اصول روش استخراج از طبقات فرعی شرح داده شده است. سپس، به توضیح الگوریتم ارائه شده و برنامه کامپیوتری توسعه داده شده با ارائه چند مثال، در این پایان نامه پرداخته شده است. در ادامه، محدوده معدنکاری زیرزمینی حاصل از مدل تخمینی و ۵۰ تحقق شبیه سازی شده مشخص شده است و پارامترهایی از قبیل عیار متوسط، ارزش اقتصادی و تناژ فلز خالص محدوده مورد مقایسه قرار گرفته اند. در نهایت با استفاده از مدل سازی ریاضی، ارزش خالص فعلی (NPV) تمامی محدوده ها محاسبه شده اند.

در فصل پنجم با عنوان "نتایج و پیشنهادات"، به نتایج قابل توجه حاصل از این تحقیق پرداخته شده و پیشنهاداتی برای تحقیقات بعدی ارائه شده است.



شکل ۱-۱: روش انجام تحقیق در یک نگاه

فصل ۲: مبانی، مفاهیم و پیشینه تحقیق

۲-۱- مقدمه

تقاضا برای مواد معدنی به دلیل رشد صنعت و جمعیت و با محدود بودن ذخایر رو به افزایش است. بنابراین، این امر صنعت معدنکاری را مجبور به کشف ذخایر و روی آوردن به معدنکاری زیرزمینی برای پاسخگویی به تقاضای جامعه کرده است. برای حفظ تعادل بین تقاضای بازار و میزان تولید معادن، طراحی و برنامه‌ریزی معادن زیرزمینی بایستی به گونه‌ای بهینه شود تا با حداقل سازی هزینه‌ها، بیشترین سود ممکن حاصل شود.

در این فصل، در راستای رسیدن به اهداف این پایان‌نامه، ابتدا به تعاریف پایه ای تحقیق در عملیات به منظور کاربرد آن در برنامه‌ریزی تولید معادن پرداخته شده است. در ادامه، رویکردها و تحقیقات صورت گرفته در ارتباط با تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی و برنامه‌ریزی تولید آن بررسی شده است. در نهایت، با توجه به مطالعه تأثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی در طراحی و برنامه‌ریزی معادن زیرزمینی در این پایان‌نامه، تعاریف اولیه و پیشینه تحقیق این نوع عدم قطعیت بررسی شده است.

۲-۲- تحقیق در عملیات

تحقیق در عملیات یک رویکرد علمی مبتنی بر ریاضیات است که برای تجزیه و تحلیل و مدل سازی سیستم‌های پیچیده به منظور تصمیم‌گیری بهینه مورد استفاده قرار می‌گیرد. اولین بار استفاده از تحقیق در عملیات در جنگ جهانی دوم در سال ۱۹۴۱ در انگلستان بود. دلیل اصلی انجام چنین مطالعاتی در آن زمان محدودیت بودجه نظامی بود. بنابراین لازم بود که چگونگی استفاده مناسب و حداکثر از منابع نظامی و استقرار نیروهای نظامی مورد بررسی و مطالعه قرار بگیرد. بنابراین، ایده اصلی تحقیق در عملیات یافتن بهترین پاسخ برای مسائل پیچیده‌ای است که با زبان ریاضی مدل سازی شده‌اند که باعث بهبود یا بهینه‌سازی عملکرد یک سامانه می‌شوند (Winston and Goldberg, 2004).

۲-۱-۲- مراحل یک پروژه تحقیق در عملیات

دالنباخ و همکاران (Daellenbach et al. 1983) طرح یک پروژه تحقیق در عملیات را قبل از اینکه به عنوان یک ابزار بتواند مسائل پیچیده را حل کرده و به فرآیند تصمیم‌گیری کمک کند، در ۵ مرحله تعریف می‌کنند:

۱) فرمول‌بندی مسئله

۲) ساخت یک مدل ایده‌آل برای نشان دادن سیستم واقعی

۳) استخراج یک راه حل مشخص برای حل مسئله

۴) آزمون مدل و اعتبار سنجی مدل

۵) اجرا و پیاده‌سازی مدل

هر یک از این مراحل نیز ممکن است به چند مرحله میانی شکسته شوند. هیلر و لیبرمن (Hillier and Liberman, 2001) به ارائه یک توضیح دقیق فرمول‌سازی ریاضی در مرحله اول از ۵ مرحله نام برده شده در بالا می‌پردازند. این مرحله شامل سه گام اصلی زیر است:

الف) تعریف متغیرهای تصمیم‌گیری: متغیرها یا عواملی که هدف برنامه‌ریزی ریاضی، یافتن جوابی (معمولاً به شکل مقادیر عددی) برای آن‌هاست.

ب) ساختن تابع هدف: تابع هدف بیانی است از معیار یا معیارهایی که روش ارزیابی تصمیم‌گیرنده را در خصوص ارزش متغیرهای تصمیم نشان می‌دهند و همچنین اینکه آن معیار یا معیارها چگونه باید بهینه شوند (حداقل‌سازی یا حداکثرسازی).

ج) پیاده‌سازی محدودیت‌ها: محدودیت‌ها، قیودی روی ارزش‌های تصمیم هستند. این قیود

می‌توانند به دلایل مختلف از جمله بودجه، ماده اولیه، فضا و زمان باشند.

۲-۲-۲- بهینه‌سازی^۱

از آنجا که در این تحقیق از روش‌های بهینه‌سازی تحقیق در عملیات استفاده شده است، توضیح مختصری در مورد بهینه‌سازی ارائه شده است. تمرکز یک مسئله بهینه‌سازی به حداقل یا حداکثر رساندن یک مقدار در ارتباط با یک سری از محدودیت‌ها است. که این عمل (بهینه‌سازی) در نهایت به بهبود کارآیی سامانه می‌انجامد. در مفهوم عام، کلمه بهینه‌سازی به بهترین یا مؤثرترین استفاده از یک وضعیت یا منابع تعریف می‌شود. ضروری است که یک مدل بهینه‌سازی شده نشان دهنده‌ی مسئله واقعی به صورت دقیق باشد. در غیر اینصورت، نتیجه مدل ساخته شده جوابی نزدیک به بهینه خواهد بود. در شرایط عملی پیچیده نیز، مدل‌های بهینه‌سازی شده می‌توانند با افزایش و تصحیح کردن محدوده و عواملی که در فرمول‌بندی دخالت دارند، بهبود یابند. بنابراین به طور خلاصه می‌توان گفت بهینه‌سازی هنر یافتن بهترین جواب در بین وضعیت‌های موجود است (Kallrath, 2013).

۲-۲-۳- مدل‌سازی ریاضی^۲

اکثر مطالعات مربوط به تحقیق در عملیات نیاز به ساخت یک مدل ریاضی هستند. هدف از مدل‌سازی ریاضی به تصویر کشیدن سیستم واقعی با استفاده از فرمول‌بندی ریاضی است. اگرچه این فرآیند ساده نیست، اما اگر با موفقیت انجام شود پیامدهای زیر را به دنبال خواهد داشت (Kallrath, 2013):

(۱) مسیری را برای راه حل مسئله فراهم می‌کند.

۱ . Optimization

۲ . Mathematical Modeling

۲) اجازه درک کاملی از مدل مسئله را می‌دهد.

۳) به طراحی و یا کنترل بهتر مسئله کمک می‌کند.

۴) امکان استفاده از قابلیت‌های محاسباتی نوین را فراهم می‌کند.

به طور کلی، یک مدل که با استفاده از روش‌های ریاضی بهینه‌سازی شده متشکل از چهار جزء اصلی است (Hillier and Liberman, 2001):

الف) تابع هدف: تابعی که بهینه شده است.

ب) داده‌ها (پارامترها): دارای مقادیر ثابتی هستند و در روابط ریاضی تابع هدف و محدودیت‌ها به عنوان ورودی به کار می‌روند.

پ) متغیرهای تصمیم‌گیری: پارامترهای مدل که می‌توانند به صورت پیوسته، نیمه‌پیوسته، دوتایی و یا عدد صحیح باشند. در واقع، تغییرات این متغیرهای تصمیم، تابع هدف مدل ساخته شده را بهینه می‌کند.

ج) محدودیت‌ها: شامل برابری و نابرابری‌ها هستند. محدودیت‌ها، ارزش متغیرهای تصمیم‌هایی را که فرض شده‌اند محدود می‌کنند.

۲-۲-۴- برنامه‌ریزی ریاضی

تحقیق در عملیات منحصر با استفاده از روش‌های ریاضی به مدل‌سازی و تجزیه و تحلیل مسائل پیچیده می‌پردازد. بنابراین رایج‌ترین روش‌های ریاضی عبارتند از:

۱) برنامه‌ریزی خطی

(۲) برنامه‌ریزی عدد صحیح

(۳) برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط

(۴) برنامه‌ریزی پویا

(۵) برنامه‌ریزی غیر خطی

(۶) شبکه جریان

۲-۲-۴-۱- برنامه‌ریزی خطی^۱

برنامه‌ریزی خطی یک روش مرسوم بهینه‌سازی ریاضی است. تمام عبارات ریاضی در یک مدل برنامه‌ریزی خطی شامل تابع هدف و محدودیت‌ها خطی است. به طور کلی فرم استاندارد یک مدل برنامه‌ریزی خطی به صورت رابطه (۱-۲) است:

تابع هدف: مینیمم‌سازی یا ماکزیمم‌سازی

$$\text{Max or Min } Z = C_1X_1 + C_2X_2 + \dots + C_jX_j + \dots + C_nX_n$$

$$= \sum_{j=1}^n C_jX_j$$

Subject to:

$$a_{11}x_1 + a_{12}x_2 + \dots + a_{1n}x_n (\leq = \geq) b_1$$

$$a_{21}x_1 + a_{22}x_2 + \dots + a_{2n}x_n (\leq = \geq) b_2$$

...

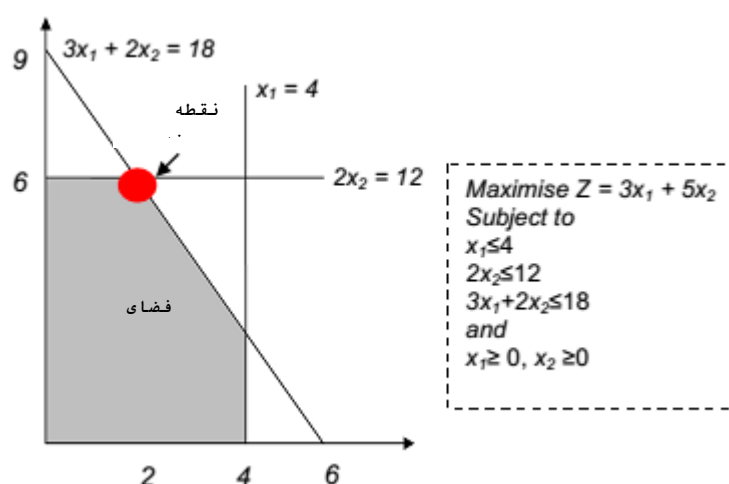
$$a_{m1}x_1 + a_{m2}x_2 + \dots + a_{mn}x_n (\leq = \geq) b_m$$

$$x_1, x_2, \dots, x_n \geq 0$$

رابطه (۱-۲)

که در آن $x_1, x_2, \dots, x_n$ متغیرهای تصمیم‌گیری هستند. یک مدل برنامه‌ریزی خطی شامل دو

محدودیت در شکل ۱-۲ بصورت گرافیکی نشان داده شده است. رایج‌ترین مدل برنامه‌ریزی خطی حل مسئله تولید در یک سازمان است که ممکن است انواع مختلفی از محصول با مقادیر مختلفی از منابع محدود تولید کند. از این رو معمولاً تابع هدف، حداکثر سازی سود با توجه به جریان نقدینگی مورد انتظار از هر محصول است. یک مسئله برنامه‌ریزی خطی ساده شامل دو محدودیت است که به صورت گرافیکی و یا از طریق فرآیندهای حل مجموعه‌ای از معادلات قابل حل است.



شکل ۱-۲: مدل برنامه‌ریزی خطی با ۲ محدودیت

انواع مختلفی از الگوریتم‌ها که قادر به حل مدل‌های برنامه‌ریزی خطی هستند، وجود دارند. با توجه به گستردگی و کارایی روش سیمپلکس، این روش عموماً در حل این مدل‌ها کاربرد دارد. روش سیمپلکس یک نقطه در ناحیه موجه یک مدل برنامه‌ریزی خطی انتخاب می‌کند. سپس، همانند روش ترسیمی جهت حرکت از آن نقطه به نقطه‌ی دیگری را در پی می‌گیرد. این کار تا زمانی که مقدار تابع هدف بهینه شود ادامه می‌یابد. در مثال نشان داده شده در شکل ۱-۲، نقطه (۲، ۶) یک جواب بهینه در ناحیه موجه است. چون در این نقطه مقدار تابع هدف (۳۶) بیشتر از دو حالت دیگر یعنی نقاط (۰، ۶) و (۴، ۳) است.

۲-۲-۴-۲- برنامه ریزی عدد صحیح^۱

کاربرد برنامه ریزی خطی بصورت پیوسته به متغیرهای تصمیم گیری محدود می شود. در بسیاری از مسائل کاربردی مانند کسانی که در ارتباط با تخصیص منابع بصورت گسسته، شامل افراد یا ماشین آلات هستند، نیاز به متغیرهای تصمیم گیری با مقادیر صحیح هستند. این مشکلات نیاز به استفاده از برنامه ریزی عدد صحیح با اضافه کردن یک محدودیت در مدل، آن را به یکی از گسترده ترین روش های تحقیق در عملیات تبدیل کرده است (Hillier and Liberman, 2001). به طور کلی، یک مدل ریاضی برای یک مسئله برنامه ریزی عدد صحیح همان شیوه ای است که در برنامه ریزی خطی گفته شد. اگر چنانچه یک مدل برنامه ریزی خطی شامل محدودیت اضافی (رابطه ۲-۲) که در آن همه ی متغیرهای اساسی عدد صحیح فرض شده اند باشد، یک مدل برنامه ریزی عدد صحیح حاصل می شود.

$$x_1, x_2, \dots, x_n \quad \text{Integer} \quad \text{رابطه (۲-۲)}$$

حل مسائل برنامه ریزی عدد صحیح از مسائل برنامه ریزی خطی دشوار است. دو عامل اصلی که بر حل اینگونه مسائل تأثیر می گذارند عبارتند از:

(۱) زمان حل مسئله که تابعی از تعداد متغیرهای عدد صحیح در مدل است

(۲) هر ساختاری که مدل را پیچیده می کند.

در مدل های برنامه ریزی خطی، تعداد محدودیت ها، زمان حل مسئله را افزایش می دهند و تأثیر بیشتری را نسبت به تعداد متغیرها ایفا می کنند. در مسائل برنامه ریزی عدد صحیح نیز تعداد محدودیت ها از اهمیت ویژه ای برخوردار هستند. اما در برخی موارد با افزایش تعداد محدودیت ها، زمان حل مسئله به

۱. Integer Programming

دلیل کاهش راه‌حل‌های ممکن بطور قابل ملاحظه‌ای کاهش می‌یابد (Hillier and Liberman, 2001).

بیشتر مسائل برنامه‌ریزی عدد صحیح به کمک روش شاخه و حد^۱ حل می‌شوند. زمانی که مسئله بزرگ باشد و حل آن به سختی صورت بگیرد، با استفاده از روش شاخه و حد می‌توان مسئله اصلی را به چند مسئله فرعی تقسیم کرد تا حل آن آسان شود. این روش در ابتدا مسئله برنامه‌ریزی عدد صحیح را به صورت یک مسئله برنامه‌ریزی خطی حل می‌کند. چنانچه، جواب‌های مسئله عدد صحیح بدست آیند همان روش برنامه‌ریزی خطی به روش برنامه‌ریزی عدد صحیح تعمیم داده می‌شود و جواب بهینه بدست آمده است.

۲-۲-۴-۳- برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط^۲

اگر یک مسئله نیازمند هر دو متغیر تصمیم عدد صحیح و پیوسته باشد، مدل با نام برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط شناخته می‌شود. در واقع؛ این مدل، ترکیبی از برنامه‌ریزی خطی و برنامه‌ریزی عدد صحیح است که از اعداد صحیح آن در فرآیند تصمیم‌گیری استفاده می‌شود. این مدل‌ها ممکن است به یکی از روش‌های سیمپلکس و شاخه و حد حل شود (Hillier and Liberman, 2001).

فرم کلی مدل برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط به صورت رابطه (۳-۲) است:

$$\text{Max or Min } Z = f(x_1, x_2, \dots, x_n)$$

Subject to:

$$g_1(x_1, x_2, \dots, x_n) (\leq = \geq) b_1$$

$$g_2(x_1, x_2, \dots, x_n) (\leq = \geq) b_2$$

...

$$g_m(x_1, x_2, \dots, x_n) (\leq = \geq) b_m$$

رابطه (۳-۲)

۱ . Branch and Bound Technique

۲ . Mixed Integer Programming

$x_1, x_2, \dots, x_n \geq 0 \quad x_1 \text{ Integer}$
 (x_2 is not required to be an integer)

۲-۲-۴- برنامه‌ریزی پویا^۱

برنامه‌ریزی پویا یک روش ریاضی است که برای تعیین توالی یک سری از فعالیت‌های بسیار به هم وابسته بکار می‌رود. بر خلاف برنامه‌ریزی خطی، هیچ فرمول ریاضی استاندارد با توجه به ماهیت کلی آن وجود ندارد. بنابراین، توسعه فرمول جدید برای هر مسئله، خاص است. می‌توان گفت برنامه‌ریزی پویا یک روش بسیار علمی و ضروری و مؤثر برای بهبود تصمیم‌گیری در بسیاری از مسائل است.

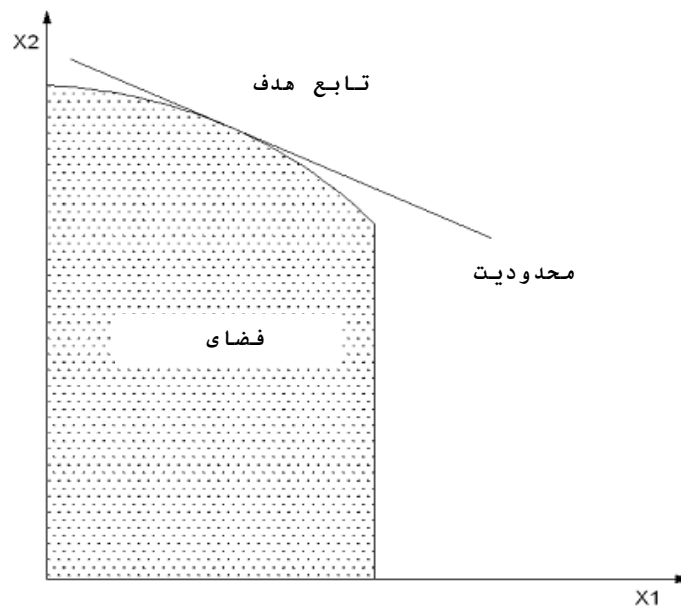
۲-۲-۵- برنامه‌ریزی غیرخطی^۲

در برخی از مسائل، عبارات تابع هدف یا محدودیت‌ها ویژگی‌های غیرخطی از خود نشان می‌دهند، بنابراین نمی‌توان آن‌ها را به صورت خطی مدل‌سازی کرد. در نتیجه مسائل برنامه‌ریزی غیرخطی به حل اینگونه مسائل می‌پردازند. برنامه‌ریزی غیرخطی بصورت گسترده در مسائل و مدل‌های اقتصادی کاربرد دارد. مسائل حمل‌ونقل نیز در بسیاری از مواقع با افزایش حجم مواد قابل انتقال و هزینه‌ها، ویژگی‌های غیرخطی از خود نشان می‌دهند. اشکال و حالات مختلف این‌گونه مسائل در شکل‌های (۲-۲) و (۳-۲) به تصویر کشیده شده است. تعدادی از روش‌ها و الگوریتم‌هایی بسته به نوع مسئله و محدودیت‌های همراه آن وجود دارند. یکی از مشکلات این الگوریتم‌ها در پیدا کردن جواب بهینه واقعی است. به بیان دیگر، در اکثر مواقع جوابی که از حل این الگوریتم‌ها بدست می‌آید یک جواب بهینه موضعی است. گاهی نیز از روش‌های برنامه‌ریزی تفکیک‌پذیر یا درجه‌دوم برای بدست آوردن جواب بهینه مسائل برنامه‌ریزی

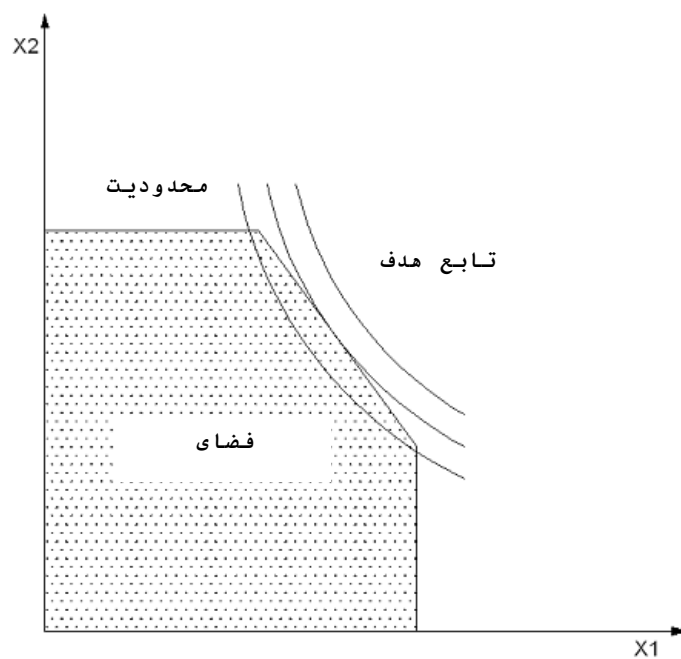
۱ . Dynamic Programming

۲ . Non-Linear Programming

غیر خطی استفاده می‌شود.



شکل ۲-۲: مدل غیر خطی با تابع هدف خطی و یک محدودیت غیر خطی



شکل ۳-۲: مدل غیر خطی با تابع هدف غیر خطی و محدودیت‌های خطی

۲-۲-۴-۶- تجزیه و تحلیل شبکه^۱

شبکه‌ها در زمینه‌های گوناگونی حضور دارند. ارتباطات و حمل‌ونقل دو نوع از رایج‌ترین شبکه‌ها هستند که روزانه با آنها مواجه هستیم. حوزه‌های دیگری از قبیل برنامه‌ریزی پروژه و مدیریت منابع و تولید در بسیاری از شرایط ممکن به عنوان یک شبکه مدل‌سازی می‌شوند. نمایش عینی از شبکه‌هایی مانند نمودار گانت^۲ ابزاری قدرتمند برای نمایش و تجزیه و تحلیل اثرات متقابل بخش‌ها در یک سیستم کلی است (Hillier and Liberman, 2001). بسیاری از مدل‌های بهینه‌سازی شبکه در حقیقت نوع دیگری از مسائل برنامه‌ریزی خطی هستند. بسیاری از مسائل حمل‌ونقل و تخصیص دو مثال عمده از شبکه جریان هستند. هیلر و لیبرمن سه نوع از اطلاعات مورد نیاز به منظور تشریح شبکه یک پروژه را به صورت زیر تعریف می‌کنند:

(۱) اطلاعات فعالیت‌ها: تفکیک پروژه به فعالیت‌ها و بخش‌های مجزا

(۲) اولویت روابط: شناسایی پیشرفت فعالیت‌ها

(۳) اطلاعات مربوط به زمان

در شبکه یک پروژه، فعالیت‌ها معمولاً با بردار مشخص شده و اطلاعات مربوط به هر فعالیت از طریق رسم یک کمان از یک گره به گره دیگر معلوم می‌شود. دو روش مسیر بحرانی^۳ (CPM) و روش ارزیابی و بازنگری پروژه^۴ (PERT) معمولاً در برنامه‌ریزی پروژه استفاده می‌شوند. به غیر از زمان قطعی در روش مسیر بحرانی و زمان احتمالی در روش ارزیابی و بازنگری پروژه، تفاوت بسیار اندکی بین این دو روش وجود دارد که می‌توان آنها را به جای یکدیگر استفاده کرد. پس از تفکیک یک پروژه به

۱ . Network Analysis

۲ . Gant

۳ . Critical Path Method

۴ . Program Evaluation Review Technique

فعالیت‌های مشخص در سطح مورد نظر با جزئیات کلی، تمام وابستگی‌ها، اولویت‌ها و همچنین زودترین و دیرترین زمان انجام هر پروژه در هر دو روش مسیر بحرانی و روش ارزیابی و بازنگری پروژه مشخص می‌شود. هدف کلی از این کار یافتن مسیرهای بحرانی است. فعالیت‌های بحرانی به آن دسته از فعالیت‌هایی گفته می‌شود که شناوری آنها برابر صفر است. در صورتیکه فعالیت‌های غیربحرانی می‌توانند بدون ایجاد تاخیر در فعالیت‌های بعدی شناور باشند (Taha, 2007).

۲-۵- روش‌های شبیه‌سازی^۱

همانطور که از نام این کلمه مشهود است نقش شبیه‌سازی در اصل تقلیدی از عملکرد فرآیند با سیستم واقعی در حالت پویا با گذشت زمان است. شبیه‌سازی در واقع فرآیند طراحی مدلی از سیستم واقعی است؛ که با انجام آزمایش‌ها با استفاده از این مدل و با هدف پی بردن به رفتار سیستم یا ارزیابی استراتژی‌های گوناگون، در محدوده‌ای که به وسیله معیار و یا مجموعه‌ای از معیارها اعمال شده، برای عملیات سیستم صورت می‌گیرد. مثال‌های بارز آن پیش‌بینی، صف‌بندی و برنامه‌ریزی است. شبیه‌سازی زمانی استفاده می‌شود که سیستم مورد نظر پیچیده بوده و با ساختارهای مدل‌های ریاضی از پیش تعیین شده مطابقت ندارد و با استفاده از روش‌های تحلیلی غیرعملی است. از این رو، شبیه‌سازی ایده‌آل برای سیستم‌هایی که در طول زمان با عدم قطعیت همراه هستند، مناسب است که از این سیستم به عنوان سیستم‌های تصادفی یاد می‌شود. هنگام استفاده از شبیه‌سازی، چهارچوب ساختارهای مدل به راحتی قابل تغییر است و به سوالات مختلف درباره اینکه "اگر سیستم واقعی چنین باشد، چه پیش خواهد آمد؟" به راحتی پاسخ داده می‌شود. این خصوصیت شبیه‌سازی در مورد مراکزی که در محیطی پویا و متلاطم با متغیرهای در حال تغییر مداوم، بسیار موثر است (Rubinstein, 1981).

شبیه‌سازی رویداد گسسته و شبیه‌سازی رویداد پیوسته دو دسته‌ی عمده از شبیه‌سازی هستند. یک تغییر آنی در حالت یک سیستم و در نقاط تصادفی در یک لحظه از زمان به دلیل اتفاقات گسسته به عنوان شبیه‌سازی رویداد گسسته شناخته شده است. به عنوان مثال، در مسئله‌ی صف‌بندی، رویدادهای سیستم ورود و خروج مشتری‌ها هستند. حالت‌های سیستم که توسط این رویدادها تغییر می‌کند، تعداد مشتریان در صف (یک عدد صحیح از ۱ تا N) است. بنابراین متغیرهای تصادفی که لازم است برای مدل‌سازی این سیستم مشخص شوند، به عنوان متغیر زمان ورود و خروج هر مشتری است. شبیه‌سازی پیوسته به دلیل تغییر حالت در این سیستم با شبیه‌سازی گسسته فرق دارد. همانطور که در بالا اشاره شد، حالت سیستم در رویداد گسسته بصورت تصادفی است. هیلر و لیبرمن (Hillier and Liberman, 2001) برای بیان حالت پیوسته از مثال یک هواپیمای در حال پرواز استفاده می‌کنند که به صورت پیوسته موقعیت آن در حال تغییر است.

۲-۳- محدوده نهایی معادن زیرزمینی

در طی سال‌های اخیر، طراحی و برنامه‌ریزی معادن زیرزمینی در سه حوزه عمده پیشرفت چشمگیری داشته است که عبارت‌اند از (Sens and Topal, 2009): تعیین محدوده و مرز کارگاه‌های استخراج، توسعه و جانمایی زیرساخت‌ها و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی. تعیین محدوده بهینه معادن زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج به دلیل میزان تولید بهینه کانسنگ و برنامه‌ریزی تولید در طول عمر معدنکاری از اهمیت ویژه‌ای برخوردار هستند. با این حال، توسعه روش‌های ویژه برای تعیین محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی به دلیل بسیاری از محدودیت‌های معدنکاری و ارزش اقتصادی بلوک‌های کانسار که خود تابع جانمایی آن بلوک در کارگاه مشخصی است، کاری پیچیده است.

۲-۳-۱- پیشینه تحقیق

همانطور که گفته شد، تعیین محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج، یکی از مسائل مهم در زمینه طراحی و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی است. الگوریتم‌های مختلفی توسط محققین با هدف بهینه‌سازی محدوده معدنکاری زیرزمینی ارائه شده‌اند که این الگوریتم‌ها بر روی مدل بلوکی اقتصادی کار کرده و محدوده بهینه معادن زیرزمینی را تعیین می‌کنند. در ادامه به تجزیه و تحلیل این الگوریتم‌ها پرداخته می‌شود.

۲-۳-۱-۱- الگوریتم برنامه‌ریزی پویا

اولین الگوریتمی که در این مبحث ارائه شد، الگوریتم برنامه‌ریزی پویا توسط ریدل (Riddle, 1977) بود. ریدل، الگوریتم خود را برای تعیین مرزهای کارگاه معادن زیرزمینی به روش تخریب بلوکی ارائه داد. روش حل این الگوریتم بدین شرح است که ابتدا فرض بر این است که کمر پایینی در فرآیند بهینه‌سازی وجود ندارد و حداکثر سود بدون در نظر گرفتن کمر پایین برای کانسار به وجود می‌آید. این الگوریتم فقط برای مدل‌های دوبعدی کاربرد دارد و توانایی حل برای مسائل سه‌بعدی را ندارد. همچنین به دلیل نتایج متفاوت این الگوریتم بر روی مدل‌های دوبعدی پیشنهاد شده است که این الگوریتم یکبار بر روی مقاطع شرقی- غربی و بار دیگر بر روی مقاطع شمالی- جنوبی امتحان شده و نتیجه بهتر به عنوان جواب موردنظر انتخاب شود (جلالی، ۱۳۸۵).

۲-۳-۱-۲- الگوریتم تقسیم هشت‌گانه^۱

چیمانوف و همکاران (Cheimanoff et al. 1989)، الگوریتمی با عنوان الگوریتم تقسیم هشت‌گانه را

۱ . Octree-Division

توسعه دادند. در طول فرآیند این روش، پس از جمع‌آوری داده‌های گمانه‌ای، الگوریتم ابتدا به تجزیه و تحلیل داده‌های زمین‌آماري و اشکال مواد معدنی می‌پردازد. سپس، با استفاده از مدل هندسی، الگوریتم به شناسایی ذخیره‌ها بر اساس ارزش اقتصادی پرداخته و توالی معدنکاری را مشخص می‌کند. در نهایت، حجم قابل معدنکاری با حذف پی‌درپی زیر حجم‌ها در داخل تقسیمات هشت‌گانه که حداقل ابعاد کارگاه را داشته باشند را مشخص می‌کند. نقطه ضعف این روش این است که بلوک‌های با ابعاد حداقل، صرف‌نظر از مقدار ماده معدنی موجود در آن، در محدوده نهایی گنجانده می‌شوند که این مسئله موجب کاهش سودآوری یک عملیات معدنی به‌عنوان مثال در جاهایی که مقدار عظیمی از باطله وجود دارد خواهد شد.

۲-۳-۱-۳- الگوریتم شاخه و حد^۱

الگوریتم شاخه و حد، برای اولین بار توسط اوانیک و یانگ (Ovanic and Young, 1995;1999) معرفی شد. در این الگوریتم، مرزهای محدوده استخراج به روش جست‌وجوی نقاط ابتدایی و انتهایی هر ردیف از بلوک‌های موردنظر تعیین می‌شود. به‌منظور تسهیل در ادغام محدودیت‌هایی مثل طول کارگاه و تداوم کارگاه‌ها و مشخص کردن نقاط ابتدایی و انتهایی، روشی مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط به نام مجموعه مرتب ویژه نوع ۲ (SOS2)^۲ به منظور جست‌وجو و تعیین محدوده معدنکاری معرفی شد. این مجموعه، مجموعه‌ای مرتب از اعداد است که حداکثر دوتای آن‌ها می‌توانند غیر صفر باشند و اگر دو متغیر غیر صفر وجود داشته باشند این دو متغیر همسایه یکدیگر خواهند بود. این الگوریتم فقط برای مدل‌های دوبعدی کاربرد داشته و برخی از محدودیت‌ها از جمله شیب دیواره‌ها را نیز در نظر نگرفته است. همچنین، با بزرگ شدن مسئله مدت زمان حل مسئله به روش برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط بسیار بالا خواهد بود (میرزائیان و عطایی‌پور، ۱۳۹۰).

۱ . Branch and Bound

۲ . Special Ordered Sets of Type 2

۲-۳-۱-۴- الگوریتم کارگاه شناور^۱

آلفرد (Alford, 1995)، یک روش بهینه‌سازی با عنوان کارگاه شناور را در سال ۱۹۹۵ معرفی کرد. این الگوریتم هم اکنون در نرم‌افزاری تجاری Datamine (CAE Studio3, 2014) موجود است. در طول فرآیند این الگوریتم، یک کارگاه با ابعاد مشخص در کل توده ماده معدنی از یک نقطه از قبل تعریف‌شده در سه جهت متعامد به صورت شناور حرکت می‌کند. در طول فرآیند شناورسازی، عیار متوسط هر کارگاه از میانگین عیار بلوک‌های داخل آن کارگاه محاسبه می‌شود. کارگاه‌هایی که بایستی در محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی ظاهر شوند بر اساس تابع هدف که می‌تواند بیشترین تناژ، بالاترین عیار و یا بیشترین ارزش اقتصادی باشد؛ انتخاب می‌شوند. نقطه ضعف این الگوریتم، تولید کارگاه‌های همپوشان با بلوک‌های مشترک است. زیرا یک بلوک ماده معدنی نمی‌تواند به چندین کارگاه تعلق داشته باشد. در نتیجه، ارزش اقتصادی بلوک‌های مشترک بیشتر از یک بار در ارزش اقتصادی کل محدوده معدنکاری محاسبه می‌شود.

۲-۳-۱-۵- الگوریتم شناورسازی کارگاه‌های متعدد^۲

الگوریتم دیگری توسط کاورس (Cawtse, 2001) با عنوان فرآیند شناورسازی کارگاه‌های متعدد (MPFSP) به منظور گسترش و بهبود عملکرد بسته نرم‌افزار Datamine توسعه داده شد. داده‌های ورودی از قبیل عیارهای بالا، عیار حد و حداکثر مقدار باطله برداری توسط کاربر تعریف می‌شود. مجموعه‌ای از کارگاه‌ها برای هر یک از پارامترهای ورودی تولید می‌شوند و داخل فایل مورد نظر ذخیره می‌شوند. در نهایت، فایل‌های داده‌ای و آماری که در طول فرآیند تولید شده‌اند با فرمت csv در محیط excel ذخیره می‌شوند. این فرآیند، قبل از تولید کارگاه موردنظر و جهت شناور بودن به یک ارزیابی کلی از

۱ . Floating Stope

۲ . Multiple Pass Floating Stope Process

پارامترهای ورودی می‌پردازد. هرچند، که این فرآیند به تسهیل انتخاب شدن محدوده معدنکاری زیرزمینی نسبت به الگوریتم کارگاه شناور کمک شایانی کرده است، اما محدوده بهینه واقعی را به دست نمی‌دهد.

۲-۳-۱-۶- الگوریتم با ارزش‌ترین همسایگی^۱

عطائی‌پور (Ataee-pour, 2000;2004) الگوریتم با ارزش‌ترین همسایگی (MVN) را که مبانی و مفاهیم اولیه آن شبیه کارگاه شناور است را معرفی کرد. این الگوریتم از مفهوم بیشترین ارزش همسایگی با تولید مجموعه‌ای از تمام حالات بلوک‌های متوالی بهره می‌گیرد. ابعاد مجموعه‌های همسایگی به وسیله ابعاد کارگاه محدود می‌شوند. ترکیبی از بهترین مجموعه‌های همسایگی برای تمام بلوک‌های محدوده موردنظر، محدوده معدنکاری زیرزمینی را به دست می‌دهند. این روش، بر مشکل همپوشان بودن کارگاه‌ها در الگوریتم کارگاه شناور غلبه کرده است و پرکاربردترین الگوریتم ابتکاری برای بهینه‌سازی محدوده معدنکاری زیرزمینی است اما جواب بهینه واقعی را به دست نمی‌دهد و جانمایی کارگاه‌ها را نیز به منظور برنامه‌ریزی تولید و توالی استخراج آن‌ها در اختیار نمی‌گذارد.

۲-۳-۱-۷- الگوریتم برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط

گریکو و دیمیتروکاپولوس (Grieco and Dimitrakopoulos, 2007) یک الگوریتم احتمالاتی مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط را معرفی کردند. در این روش، ابتدا توده کانسنگ به لایه‌هایی تقسیم می‌شود. هر لایه نیز به چندین پهنه و هر پهنه نیز خود به چندین حلقه تقسیم می‌شود. هر حلقه به عنوان یک متغیر صفر و یک^۲ در مدل برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط تعریف می‌شود. تابع هدف مدل،

۱ . Maximum Value Neighborhood

۲ . Binary Variable

از به حداکثر رساندن محتوای فلز در یک مدت‌زمان مشخص حکایت دارد. حداقل و حداکثر مقدار حلقه‌های معدنی و اندازه پایه‌های معدنی که بایستی بین دو کارگاه جا گذاشته شوند، توسط محدودیت‌های مدل اعمال شده‌اند. این روش، عدم قطعیت زمین‌شناسی را به هنگام طراحی کارگاه‌ها در نظر می‌گیرد. اما به حالت‌های مختلف جانمایی کارگاه اجازه نمی‌دهد. این الگوریتم، محدوده بهینه را بر اساس حلقه‌ها و موقعیت و اندازه کارگاه‌ها تعیین می‌کند. علاوه بر این، عملکرد الگوریتم، به تعداد متغیرهای صفر و یک در مدل برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط بستگی دارد. لذا، با افزایش تعداد حلقه‌ها، مدت‌زمان حل مسئله به‌صورت نمایی افزایش خواهد یافت (Dimitrakopoulos and Grieco, 2009).

۲-۳-۱-۸- الگوریتم سنس و توپال

توپال و سنس (Topal and Sens, 2010) یک الگوریتم ابتکاری برای تعیین محدوده بهینه معادن زیرزمینی ارائه کردند. در این روش، ابتدا مدل بلوکی به یک مدل بلوکی با ابعاد یکسان تبدیل می‌شود. به‌طور مثال، کارگاه‌های با ابعاد مشخص (طول، عرض و ارتفاع) را می‌توان در مدل بلوکی که ابعاد بلوک آن منظم شده است تولید کرد. این الگوریتم ابتکاری بر اساس ارزش اقتصادی کارگاه‌ها در نرم‌افزار Matlab پیاده‌سازی شد. مزیت این روش، جانمایی کارگاه‌ها با ابعاد متفاوت و استراتژی‌های مختلف در حالت سه بعدی بود. نقطه ضعف این روش، حذف تعدادی از کارگاه‌های با ارزش اقتصادی پایین به هنگام بررسی همپوشان بودن کارگاه‌ها بود.

۲-۳-۱-۹- الگوریتم شبکه جریان^۱

بای و همکاران (Bai et al. 2013) نظریه گراف و الگوریتم شبکه جریان را برای بهینه‌سازی محدوده

۱ . Network Flow Method

معدنکاری زیرزمینی معرفی کردند. این روش، فقط برای معادن زیرزمینی که به روش استخراج از طبقات فرعی انجام می‌شوند کاربرد دارد. الگوریتم، ابتدا یک سیستم مختصات استوانه‌ای در اطراف یک دوپل و یک موقعیت ابتدایی را به منظور آماده‌سازی دوپل انجام می‌دهد. سیستم مختصات استوانه‌ای، اولویت بلوک‌های معدنی را با در نظر گرفتن قرارگیری آن‌ها در کمربالین و کمربالای کانسار ایجاد می‌کند. گراف موردنظر از کمان‌های عمودی برای محدودیت کمربالین و کمربالا و کمان افقی برای لحاظ کردن محدودیت عرض کارگاه استفاده شده است. عملکرد روش ذکرشده با الگوریتم کارگاه شناور مورد مقایسه قرار گرفته است و نشان داده است که روش بکار گرفته شده نتایج بهتری را دارد. هرچند که این روش فقط برای روش استخراج از طبقات فرعی مورد استفاده قرار می‌گیرد.

۲-۳-۱-۱۰- الگوریتم الیپس^۱

الگوریتم الیپس توسط جلالی ارائه شد (جلالی، ۱۳۸۵). وی الگوریتم جزگرای الیپس را با شبیه‌سازی مشخصات فنی و هندسی کارگاه‌های استخراج توسعه داد. این الگوریتم بر روی مدل‌های اقتصادی دوبعدی در یک طبقه یا پهنه کاربرد دارد. بدین صورت که پس از ساختن مدل بلوکی اقتصادی از روی مدل بلوکی عیاری، محدودیت‌های ابعادی کارگاه‌های زیرزمینی مشخص شده و سپس مدل کارگاه محتمل و مدل کارگاه محتمل یکپارچه که الگوریتم الیپس بر روی آن اجرا می‌شود، تولید می‌شود. همچنین الگوریتم GOUMA^۲ را به منظور رفع کاستی الگوریتم الیپس به هنگام تغییرات تعداد و ارتفاع طبقات تدوین کرد. درنهایت، یک برنامه کامپیوتری نیز با عنوان GOUMA-CP توسط جلالی و همکاران توسعه داده شد (جلالی و همکاران، ۱۳۹۵).

۱ . Optimum Limit Integrated Probable Stope (OLIPS)

۲ . Global Optimization for Underground Mining Area (GOUMA)

۲-۳-۱-۱۱- الگوریتم حریصانه^۱

جلالی و حسینی در سال ۱۳۸۸ الگوریتم جدیدی با عنوان الگوریتم حریصانه را به منظور تعیین محدوده بهینه استخراج معادن زیرزمینی معرفی کردند. این الگوریتم از منطق جست و جوی پیروی می کند و بر روی مدل گرافی متناظر با مدل بلوکی اقتصادی اجرا و با کاربرد روش دیکسترا که یکی از بهترین روش های حل الگوریتم حریصانه است، محدوده بهینه نهایی را جست و جو می کند. بدین صورت که، جست و جوی طولانی ترین مسیر بر روی گراف مورد نظر به صورت یک فرآیند برگشتی محدوده نهایی را مشخص می کند. این الگوریتم فقط برای مدل های دوبعدی کاربرد دارد و نتایج قابل قبولی را ارائه می دهد (جلالی و حسینی، ۱۳۸۸).

۲-۳-۱-۱۲- الگوریتم ساندانیک و همکاران

ساندانیک و همکاران (Sandanayake et al. 2015a) با استفاده از یک الگوریتم ابتکاری مبتنی بر تولید کارگاه های محتمل و تولید مجموعه های کارگاه های غیر همپوشان روشی برای تعیین محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی ارائه دادند. در این الگوریتم، با بزرگ شدن مسئله مدت زمان مسئله بسیار طولانی می شود و به تولید بی نهایت مجموعه ی کارگاه های غیر همپوشان در هر مرحله از اجرای الگوریتم می شود. آن ها، به منظور غلبه بر این موضوع، شمارنده ای را برای تعداد تکرار در هر مرحله از تولید مجموعه های کارگاه های غیر همپوشان تعریف کردند که از تولید مجموعه های بیشتر جلوگیری می کرد و تمام حالات ممکن را بررسی نمی کرد. آن ها الگوریتم ارائه شده خود را بر روی یک معدن واقعی پیاده سازی کردند و به این نتیجه رسیدند که ارزش اقتصادی حاصل از الگوریتم ارائه شده ۱۰/۷ درصد بیشتر از ارزش اقتصادی به دست آمده از الگوریتم با ارزش ترین همسایگی در حالت سه بعدی است

۱ . Greedy Algorithm

(Sandanayake et al. 2015b).

در جدول (۱-۲)، خلاصه ای از الگوریتم‌های موجود با توجه به ویژگی‌های آن‌ها آورده شده است.

۲-۴- برنامه‌ریزی تولید^۱

پلان^۲ یا برنامه به طرح با چارچوبی اطلاق می‌شود که برای دسترسی به هدف مشخص یا انجام کاری تهیه و تنظیم می‌شود. روش پیشنهادی در پلان برای دسترسی به هدف یا انجام کاری باید از میان گزینه‌های متعددی که توسط روش‌های موجود در بخش علوم و مهندسی ارائه می‌شود، انتخاب شود. این روش یا تصمیم از نظر فنی و اقتصادی باید بهترین روش یا تصمیم‌گیری برای انجام کار باشد. به این روند برنامه‌ریزی گفته می‌شود. برنامه‌ریزی برای معدن یک روند چند زمینه‌ای است که نیاز به جمع‌آوری داده از زمینه‌های مختلف دارد. برنامه‌ریزی برای معدن برای دسترسی به یک یا ترکیبی از اهداف زیر تهیه می‌شود (اصانلو، ۱۳۹۵):

- ۱) بیشینه کردن میزان سود یا ارزش خالص فعلی
- ۲) بیشینه کردن میزان استخراج کانسنگ از ذخیره
- ۳) بیشینه کردن ارزش هر تن محصول نهایی معدن (محصول قابل فروش)
- ۴) به حداکثر رساندن عمر معدن

برخلاف بسیاری از حوزه‌هایی که قابلیت بهینه‌سازی را دارند، برنامه‌ریزی تولید به دلیل داشتن مؤلفه زمان و ماهیت پویا بودن آن از پیچیدگی بسیاری برخوردار است. سوابق زمانی برای برنامه‌ریزی تولید عبارت‌اند از: کوتاه مدت، میان مدت و بلندمدت. برنامه‌ریزی بلندمدت معدن یک برنامه استراتژیک

۱ . Production Scheduling

۲ . Plan

برای استخراج عملیات فراهم می‌کند درحالی‌که، در برنامه‌ریزی میان‌مدت طرح عملیاتی استخراج که شامل جزئیات بیشتری نسبت به برنامه‌ریزی بلندمدت را داراست، در فواصلی زمانی ۱ تا ۵ سال صورت می‌گیرد.

جدول ۲-۱: خلاصه الگوریتم‌های موجود برای تعیین محدوده نهایی معادن زیرزمینی

محقق	الگوریتم مورد استفاده	روش استخراج	منطق ریاضی	بعد	بهیمنگی
(Riddle, 1997)	برنامه‌ریزی پویا	تخریب بلوکی	بلی	دوبعدی	خیر
(Deraisme et al. 1984)	روش‌های زمین‌آماري	استخراج از طبقات فرعی، کند و آکند	خیر	دوبعدی	خیر
(Cheimanoff et al. 1989)	تقسیم هشت‌گانه	همه روش‌ها	خیر	سه بعدی	خیر
(Alford, 1995)	کارگاه شناور	همه روش‌ها	خیر	سه بعدی	خیر
(Ovanic and Young, 1999)	شاخه و حد	همه روش‌ها	بلی	یک بعدی	بلی
(Ataee-pour, 2000)	با ارزش‌ترین همسایگی	همه روش‌ها	خیر	سه بعدی	خیر
(Cawrse, 2001)	شناورسازی کارگاه‌های متعدد	همه روش‌ها	خیر	سه بعدی	خیر
(جلالی، ۱۳۸۵)	OLIPS	همه روش‌ها	بلی	دوبعدی	بلی
(Grieco and Dimitrakopoulos, 2007)	برنامه‌ریزی عددصحيح مختلط	استخراج از طبقات فرعی	بلی	دوبعدی	خیر
(جلالی و حسینی، ۱۳۸۸)	حریصانه	همه روش‌ها	بلی	دوبعدی	خیر
(Topal and Sens, 2010)	ابتکاری	همه روش‌ها	خیر	سه بعدی	خیر
(Bai et al. 2013)	شبکه جریان	استخراج از طبقات فرعی	بلی	سه بعدی	بلی
(Sandanayake et al. 2015a)	ابتکاری	همه روش‌ها	خیر	سه بعدی	بلی
(جلالی و همکاران، ۱۳۹۵)	GOUMA	همه روش‌ها	بلی	دوبعدی	بلی

پس از برنامه‌ریزی میان‌مدت، یک برنامه‌ریزی بسیار دقیق کوتاه نیز چند ماهیانه و یا شاید روزانه صورت بگیرد. در برنامه‌ریزی کوتاه بایستی اهداف برنامه‌ریزی میان‌مدت دخیل شود تا انحراف در میزان تولید پیش‌بینی‌شده کاهش یابد (Osanloo et al. 2008).

۲-۴-۱- برنامه‌ریزی تولید معادن روباز

دو مرحله اساسی و مهم در برنامه‌ریزی تولید معادن روباز وجود دارند. الف) یافتن محدوده (پیت) بهینه و نهایی ب) ترتیب استخراج بلوک‌های ماده معدنی داخل پیت. روش مخروط شناور^۱ توسط کیم (Kim et al. 1988) و رویکرد مبتنی بر نظریه گراف^۲ توسط لرج گرسمن (Lerch and Grossman, 1965) که به عنوان الگوریتم LG شناخته شده است دو روش مهم در برنامه‌ریزی معادن روباز هستند. محققین در برنامه‌ریزی معادن روباز سعی کرده‌اند به جای حل برنامه‌ریزی تولید، الگوریتم‌های مربوط به یافتن پیت نهایی مطالعه کنند. در برنامه‌ریزی معادن روباز، روش‌های مختلفی صورت گرفته است چرا که اعمال تمام محدودیت‌های فنی و استخراجی پیچیده است (Kim and Zhao, 1994). روش‌های برنامه‌ریزی تولید در معادن روباز را می‌توان به دو دسته الگوریتم‌های ابتکاری و برنامه‌ریزی ریاضی تقسیم‌بندی کرد. که روش‌های مبتنی بر منطق ریاضی جواب بهینه واقعی را بدست می‌دهند. در صورتیکه نتایج بدست آمده از روش‌های ابتکاری بهینه موضعی هستند (Askari-Nasab and Awuah-Offei, 2009).

از جمله تحقیقات صورت گرفته در رابطه با برنامه‌ریزی تولید معادن روباز با استفاده از برنامه‌ریزی ریاضی می‌توان به مدل برنامه‌ریزی خطی و عدد صحیح گرشون (Gershon, 1983)، برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط خطی و استفاده از روش شاخه و حد کاستا و هیل (Caccetta and Hill, 2003)،

۱. Cone Method

۲. Graph Theory

مدل برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط و رویکرد کاهش تعداد متغیرها با در نظر گرفتن تمامی بلوک‌ها به عنوان متغیر صفر و یک توسط رمضان و دیمیتروکابولوس (Ramazan and Dimitrakopoulos, 2004)، الگوریتم درخت پایه (Ramazan, 2007)، برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط خطی با هدف برنامه‌ریزی تولید معدن سنگ آهن در مقیاس بزرگ (Askari-Nasab et al. 2011)، الگوریتم کلونی مورچگان (Shishvan and Sattarvand, 2015)، الگوریتم شبکه‌های عصبی (Sayadi et al. 2011) اشاره کرد.

۲-۴-۲- برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی

روش‌های استخراج از معادن زیرزمینی به وسیله ترکیب پیچیده‌ای از تصمیم‌گیری‌ها، اهداف متناقض و تعامل بین محدودیت‌های تولید توصیف می‌شوند. لذا، بهینه‌سازی معادن زیرزمینی با دو هدف عمده انجام می‌گیرد:

الف) تعیین محدوده کارگاه‌های استخراج

ب) برنامه‌ریزی تولید معدن زیرزمینی که توالی استخراج کارگاه‌ها را مشخص می‌کند.

تعیین محدوده و جانمایی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی در بخش قبل مورد مطالعه قرار گرفت. در مبحث برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی مطالعاتی با استفاده از روش‌های شبکه جریان (Russell, 1987; Brazil et al. 2003)، شبیه‌سازی (Hanson and Selim, 1975)، برنامه‌ریزی پویا (Muge et al. 1992) انجام گرفته است. با اینکه، این روش‌ها مزیت بسیار قوی در پرداختن به روابط بازگشتی را دارند، اما حل مسائل پیچیده با متغیرها و محدودیت‌های زیاد و تصمیم‌گیری بصورت مرحله‌ای کاری دشوار است. بنابراین، این روش‌ها جواب بهینه واقعی را در مسائل پیچیده و بزرگ بدست نمی‌دهند.

تعدادی از روش‌های برنامه‌ریزی ریاضی را می‌توان برای اهداف بهینه‌سازی استفاده کرد. فرآیند بهینه‌سازی برای برنامه‌ریزی تولید نیاز به یک روش برنامه‌نویسی است که قادر باشد مسائل پیچیده و چندمحدودیتی را حل کند. از جمله تحقیقات صورت گرفته در رابطه با برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی با استفاده از برنامه‌ریزی ریاضی می‌توان به برنامه‌ریزی تولید معدن استیل‌واتر^۱ واقع در ایالت مونتانا آمریکا را با هدف به حداکثر رساندن ارزش خالص فعلی در فواصل سه ماهه به کمک مدل برنامه‌ریزی عددصحیح توسط کارلایل و همکاران (Carlyle et al. 2001)، برنامه‌ریزی بلندمدت با استفاده از برنامه‌ریزی عددصحیح مختلط برای یک رگه معدنی فلزی با هدف حداکثرسازی جریان نقدینگی توسط مایساک (McIssac, 2005)، برنامه‌ریزی عددصحیح مختلط برای بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید معدن کرونا^۲ سوئد، بزرگ‌ترین معدن سنگ آهن جهان به روش تخریب از طبقات فرعی توسط توپال و همکاران (Topal 2003; Kuchta et al. 2003)، برنامه‌ریزی تولید بلند مدت معدن تخریب بلوکی با هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی با استفاده از برنامه‌ریزی به روش عدد صحیح مختلط خطی^۳ (MILP) توسط پوررحیمیان و همکاران (Pourrahimian et al. 2013) اشاره کرد. در ادامه به بررسی بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید در روش استخراج از طبقات فرعی پرداخته شده است.

۲-۴-۳- برنامه‌ریزی تولید در روش استخراج از طبقات فرعی

برنامه‌ریزی عددصحیح مختلط توسط تروت (Trout, 1995) به منظور توسعه برنامه‌ریزی تولید در یک معدن زیرزمینی به روش استخراج از طبقات فرعی مورد استفاده قرار گرفت. در مدل ساخته شده زمان‌بندی بهینه هر مرحله و همچنین مقادیر ماده معدنی و مواد پرشونده تعیین می‌شوند. مدل مورد استفاده از پنج متغیر دوتایی مربوط به استخراج، خالی کردن کارگاه، پرکردن کارگاه، شروع استخراج و

۱ . Stillwater

۲ . Kiruna

۳ . Mixed Integer Linear Programming

زمان شروع پر کردن کارگاه و همچنین دو متغیر عدد صحیح مرتبط با تناژ ماده معدنی و ظرفیت پر کردن کارگاه تشکیل شده است. ۲۱ محدودیت منحصر به فرد که محدودیت‌های عملی و کاربردی معدنکاری با تابع هدف به حداکثر رساندن ارزش خالص فعلی را منعکس می‌کردند، به مدل اعمال شدند. این مدل بر روی یک مجموعه داده شامل ۵۵ کارگاه در یکی از معادن مس در کوئینزلند^۱ استرالیا مورد آزمایش قرار گرفت.

مدل‌سازی صورت گرفته در زبان برنامه‌نویسی C++ نوشته شد و توسط نرم‌افزار CPLEX حل شد. مدل نهایی شامل ۶۹۲۸ محدودیت، ۲۰۲۹ متغیر دوتایی و ۲۴۵۷۱ متغیر غیر صفر بود که در مدت زمان ۲۰۹ ساعت حل شد. این مطالعه نشان داد که برنامه‌ریزی تولید با کمک برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط از اهمیت بسزایی برخوردار است. مدل ساخته شده توسط تروت ۲۳٪ ارزش خالص فعلی را بهبود بخشید. به طوری که ارزش خالص فعلی از ۲۷۳ میلیون دلار به ۳۳۷ میلیون دلار افزایش پیدا کرد.

ضعف مدل تروت، استخراج همزمان کارگاه‌های مجاور بود. همچنین، کارگاه‌هایی که پس از استخراج پر شده‌اند ضعیف بوده و توانایی انتقال تنش‌های محیط اطراف را نداشته و در نتیجه همزمان بودن زمان استخراج دو کارگاه مجاور می‌توانست وقایع ناگواری از جمله ناپایداری کارگاه‌های اطراف و ریزش آن‌ها را بوجود آورد.

نهرینگ (Nehring, 2006) در ادامه کار تروت با اضافه کردن تابع اضافی با عنوان محدودیت قرار گرفتن در معرض کارگاه‌هایی که پر شده‌اند مدل جدیدی ساخت بدون اینکه دیگر محدودیت‌ها را نقض بکند. مدل جدید ساخته شده بسیار کارآمد در روش استخراج از طبقات فرعی بود. آن‌ها با مطالعه بر روی یک معدن واقع در استرالیا به مقایسه برنامه‌ریزی دستی و مدل ساخته شده پرداختند. نتایج نشان

۱ . Queensland

دادند که برنامه‌ریزی توسط مدل ساخته شده توانسته است ارزش خالص فعلی را ۶۶٪ بهبود بخشد. مدل اجرا شده توسط نرم‌افزار LINGO شامل ۷۷۴ متغیر دوتایی، ۳۱۵ متغیر خطی و ۱۹۱۷ محدودیت در مدت زمان ۲ ساعت و ۴۵ دقیقه و ۸ ثانیه حل شد.

لیتل (Little, 2008) در ادامه کار نه‌رینگ با استراتژی‌های مختلف به کاهش تعداد متغیرهای تصمیم موجود در مدل از ۵ عدد به ۱ عدد و در نتیجه کاهش زمان حل مدل پرداخت. لیتل با استفاده از دو نظریه توالی طبیعی و شروع طبیعی عنوان کرد که متغیرهای خالی کردن کارگاه و پرکردن کارگاه می‌توانند به عنوان یک تابع بیان شوند. همچنین متغیرهای شروع به استخراج از کارگاه i در زمان t و زمان شروع پرکردن کارگاه i در زمان t در فرمول‌بندی جدید حذف شوند. با حذف ۴ متغیر تصمیم‌گیری تعداد محدودیت‌ها نیز از ۲۰ به ۱۱ کاهش یافت تا مدل جدیدی ارائه شود. فرمول جدید ساخته شده بر روی مطالعه موردی نه‌رینگ، مورد آزمایش قرار گرفت. نتایج حاکی از یکسان بودن برنامه‌ریزی تولید و ارزش خالص فعلی و کاهش ۸۰ درصدی تعداد متغیر و تغییر زمان حل مسئله از ۲ ساعت و ۴۵ دقیقه و ۸ ثانیه به ۲۳ دقیقه و ۱۴ ثانیه همراه بود. جدول ۱-۲ مقایسه دو مدل لیتل و نه‌رینگ را نشان می‌دهد.

نه‌رینگ و همکاران (Nehring et al. 2012) مدل جدیدی مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط برای بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید میان‌مدت در معادن به روش استخراج از طبقات فرعی ارائه دادند. همانند مدل‌های قبلی در این مدل نیز تابع هدف حداکثر سازی ارزش خالص فعلی بود. فعالیت‌هایی که در این مدل در نظر گرفته شدند شامل آماده‌سازی ورودی کارگاه، چالزنی، استخراج کارگاه و پرکردن کارگاه بودند. همچنین نواسانات عیار نیز به هنگام استخراج کارگاه مورد ملاحظه قرار گرفت. دو متغیر دوتایی مربوط به توسعه‌ی داخلی و فعالیت‌های تولید به منظور فرمول‌بندی مدل فرآیند تولید مورد استفاده قرار گرفتند. یک متغیر اضافی نیز مربوط به توسعه‌ی خارجی استفاده شد.

جدول ۲-۲: مقایسه مدل Nehring(2006) با مدل توسعه یافته Little(2008)

(Little,2008)	(Nehring,2006)	
۱	۵	مجموعه متغیرهای اساسی
۱۵۳	۷۸۳	متغیرهای دوتایی
۱۱۹۷	۲۱۱۷	محدودیت‌ها
۲۳ دقیقه و ۱۴ ثانیه	۲ ساعت و ۴۵ دقیقه و ۸ ثانیه	مدت زمان حل مسئله

کارگاه بودند. همچنین نواسانات عیار نیز به هنگام استخراج کارگاه مورد ملاحظه قرار گرفت. دو متغیر دوتایی مربوط به توسعه‌ی داخلی و فعالیت‌های تولید به منظور فرمول‌بندی مدل مورد استفاده قرار گرفتند. یک متغیر اضافی نیز مربوط به توسعه‌ی خارجی استفاده شد. با استفاده از این متغیر تمام فعالیت‌هایی که برای آغاز توسعه‌ی داخلی از قبیل ساخت تونل، مسیرهای دسترسی، مسیرهای تعبیه شده برای عبور مواد معدنی، جریان‌های تهویه، انبار آب‌های معدنی، ایستگاه‌های پمپاژ و پست‌های برق بیان شدند. در مجموع ۲۰ محدودیت شامل محدودیت‌های مربوط به زمان، منابع و توالی استخراج اعمال شد. مدل ساخته شده بر روی معدنی با ۱۰۰ کارگاه که در مراحل مختلف تولید بودند، در ۱۸ بازه‌ی زمانی مورد آزمایش قرار گرفت. مدل به زبان ریاضی AMPL نوشته شد و با نرم‌افزار CPLEX در عرض ۱۱۰ ثانیه با سرعت پردازنده‌ی ۲/۴ گیگاهرتز و رم ۸ گیگا بایت حل شد. ارزش خالص فعلی بدست آمده برابر ۱۲۷ میلیون دلار بود که از ارزش خالص فعلی حالت دستی ۱۴ میلیون دلار بیشتر بود که این نشان از مزیت استفاده از روش برنامه‌ریزی عددصحیح مختلط بود.

لیتل و همکاران (Little et al. 2013) یک مدل ریاضی برای بهینه‌سازی مربوط به روش استخراج از طبقات فرعی ارائه دادند. آنها از برنامه‌ریزی عددصحیح برای به حداکثر رساندن ارزش خالص فعلی یک معدن طلا با بهینه‌سازی همزمان هندسه کارگاه‌ها و برنامه‌ریزی تولید با اعمال محدودیت‌های عملیاتی استفاده کردند. مدل ساخته شده با استفاده از نرم‌افزار CPLEX در یک سیستم با سرعت

پردازنده‌ی ۲/۴ گیگا هرتز و رم ۴ در مدت زمان ۳۱ ساعت حل شد. سپس، آنها به مقایسه مدل یکپارچه (بهینه‌سازی همزمان) و مدل جداگانه پرداختند. بطوریکه ارزش خالص فعلی مربوط به بهینه‌سازی یکپارچه برابر ۲۷/۲ میلیون دلار بود. در حالیکه این مقدار برای رویکرد جداگانه برابر ۱۶/۶ میلیون دلار بود. نتایج نشان دادند که در بهینه‌سازی همزمان هندسه کارگاه‌های زیرزمینی و برنامه‌ریزی تولید، ارزش خالص فعلی ۳۶٪ بیشتر از حالت بهینه‌سازی بصورت گسسته است.

برخلاف برنامه‌ریزی بلند مدت، هدف از برنامه‌ریزی تولید کوتاه‌مدت، به حداقل رساندن انحراف تولید فلز قبل برنامه‌ریزی شده در هر شیفت خواهد بود. در نتیجه، نرخ خوراک کارخانه ثابت خواهد ماند. برنامه‌ریزی کوتاه‌مدت بایستی بسیار دقیق باشد بطوریکه اختصاص تجهیزات مانند کامیون و LHD در هر شیفت در محدوده زمانی یک یا دو ماهه به خوبی صورت بگیرد.

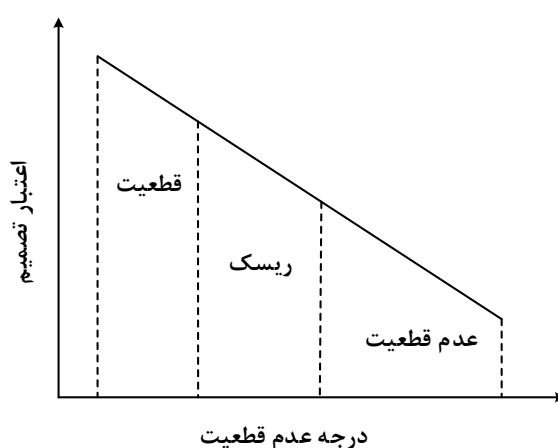
نهرینگ و همکاران (Nehring et al. 2012) به بررسی رابطه‌ی بین برنامه‌ریزی میان‌مدت و کوتاه‌مدت و تأثیر روش‌های مختلف بر ارزش فعلی پرداختند. در نهایت آنها برنامه‌ریزی کوتاه‌مدت با تابع هدف حداقل سازی انحراف تولید فلز از قبل تعیین شده و برنامه‌ریزی میان مدت با تابع هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی را در یک مدل واحد ریاضی پیاده‌سازی کردند. به بیان دیگر، برنامه‌ریزی تولید برای یک معدن که شامل ۲۰ کارگاه بود و به روش استخراج از طبقات فرعی صورت می‌گرفت به طور همزمان بهینه‌سازی کردند مدل جدید ساخته شده نشان داد که ارزش خالص فعلی در حالتیکه برنامه‌ریزی یکپارچه صورت بگیرد، افزایش می‌یابد بطوریکه ارزش خالص فعلی از ۴۲/۶ میلیون دلار به ۴۲/۸ میلیون دلار افزایش پیدا کرد.

۲-۵- عدم قطعیت و ریسک

عدم قطعیت پارامتری است وابسته به نتایج اندازه‌گیری تخمین، که میزان پراکندگی نتایج مختلف

حاصل از اندازه‌گیری را توصیف می‌کند. وجود عدم قطعیت در عملیات مهندسی، موجب بروز عدم قطعیت در نتایج حاصل از آن می‌شود. از طرفی بر مبنای همین نتایج غیرقطعی باید تصمیم‌گیری کرد. شناخت اختلاف بین عدم قطعیت و ریسک حائز اهمیت است. عدم قطعیت به شرایطی اطلاق می‌شود که در آن نه تنها مجموعه رویدادهای ممکن نامعلوم است، بلکه احتمال رویدادهای معلوم نیز نامشخص است. به عبارت دیگر، نه مجموعه رویدادهای ممکن شناخته شده است و نه احتمال وقوع آن‌ها. بر عکس، واژه ریسک زمانی مورد استفاده قرار می‌گیرد که نه فقط مجموعه رویدادهای ممکن قابل تخمین بوده، بلکه احتمال وقوع هر یک از آن‌ها نیز معلوم است و آنچه نمی‌توان با قطعیت تعیین کرد این است که کدام یک از رویدادها تحقق خواهد یافت (Bernhardt, 2000; Ross, 2004).

فضای عدم قطعیت و فضای ریسک، بخش‌هایی از یک طیف در فضا هستند. از این رو فضای بینابینی وجود دارد که ترکیبی از این دو فضا است. به عبارتی دیگر، فضای عدم قطعیت و فضای قطعیت، دو عضو نهایی این طیف پیوسته را تشکیل می‌دهند که فضای تحت تأثیر ریسک بین این دو فضا واقع شده است (شکل ۲-۴). باید توجه داشت که گذر از فضای عدم قطعیت به فضای ریسک، منوط به دانستن کلیه حالات و رویدادهای ممکن به همراه احتمال وقوع هر یک از آن‌هاست (حسنی‌پاک، ۱۳۸۲).



شکل ۲-۴: سطح اعتبار تصمیم‌گیری به عنوان تابعی از درجه عدم قطعیت (حسنی‌پاک، ۱۳۸۲)

۲-۵-۱- عدم قطعیت در صنعت معدنکاری

صنعت معدنکاری در مقایسه با دیگر صنایع، یک صنعت پر ریسک است. زیرا تصمیمات گرفته شده توسط مهندسين و طراحين معدن با استفاده از اطلاعات ورودی نامشخصی صورت می‌گیرد. در این صنعت، عدم قطعیت با شروع مرحله اکتشاف آغاز می‌شود و تا پایان عمر معدن ادامه می‌یابد. کاهش یا افزایش هر ارزش عدم قطعیت بر سود حاصل از پروژه‌های معدنی تأثیر می‌گذارد. شناسایی منابع بالقوه عدم قطعیت تأثیر مهمی بر تصمیم‌گیری به منظور سرمایه‌گذاری اولیه و نتایج نهایی یک پروژه معدنی خواهد داشت. بنابراین، عدم قطعیت‌های مرتبط با بایستی بصورت دقیق بررسی و تحلیل شوند.

عدم قطعیت‌های درگیر با پروژه‌های معدنکاری از منابع اصلی عدم قطعیت فنی (زمین‌شناسی و توزیع عیار منطقه) و عدم قطعیت مربوط به پارامترهای اقتصادی (قیمت فلز و هزینه‌های مربوط به معدنکاری) نشأت می‌گیرند (Dimitrakopoulos et al. 2002). عامل اصلی عدم دستیابی به نتایج مورد انتظار از پروژه‌های معدنی عدم قطعیت زمین‌شناسی است.

رسی و پارکر (Rossi and Parker, 1993) در تحقیقات خود گزارش کرده‌اند که ۲۰ معدن از ۳۹ معدن به دلیل پیش‌بینی نادرست توزیع عیار با شکست مواجه شده‌اند. بیکر و جیاکومو (Baker and Giacomo, 1998) با مطالعه بر روی تعدادی از معادن استرالیا نشان دادند که ۹ پروژه معدنی کمتر از ۲۰ درصد مقدار پیش‌بینی شده و ۱۳ پروژه به مقدار ذخیره بیش از ۲۰ درصد مقدار پیش‌بینی شده دست یافته‌اند. همچنین، بسیاری از شرکت‌های معدنی آفریقای جنوبی به دلیل تخمین بیش از حد عیار در پروژه‌های معدنی ورشکست شدند (Morely, 1999).

با توجه به اینکه در این پایان‌نامه، تأثیر عدم قطعیت عیاری بررسی شده است، در ادامه به تحقیقات صورت گرفته در رابطه با تأثیر این عدم قطعیت در پروژه‌های معدنی پرداخته شده است.

۲-۵-۱-۱- عدم قطعیت زمین‌شناسی در معادن روباز

محققین مختلفی تأثیر عدم قطعیت عیاری را در معادن روباز مطالعه کرده‌اند و به بررسی روش‌های مختلفی برای رفع اینگونه اثرات پرداخته‌اند. از جمله تحقیقات صورت گرفته، می‌توان به الگوریتم ارائه شده توسط داود (Dowd, 1994) به منظور بررسی تأثیر تغییرات هزینه‌های معدنکاری، قیمت و توزیع عیاری در معدنکاری روباز، تأثیر عدم قطعیت عیاری در برنامه‌ریزی تولید معادن روباز با استفاده از مدل‌سازی ریاضی توسط کوشاوند و همکاران (Koushavand et al. 2014)، رمضان و دیمیتروکوپولوس (Ramazan and Dimitrakopoulos, 2004;2008)، اسد و دیمیتروکوپولوس (Asad and Dimitrakopoulos, 2013)، رویکرد الگوریتم تبرید شبیه‌سازی با در نظر گرفتن تأثیر عدم قطعیت عیار توسط لیته و دیمیتروکوپولوس (Leite and Dimitrakopoulos, 2013)، برنامه‌ریزی تولید معدن مس سونگون در شرایط عدم قطعیت عیاری با هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی توسط کاشانی و همکاران (Kashani et al. 2013)، الگوریتم فراابتکاری مبتنی بر جست‌وجوی ممنوعه توسط لامغری و دیمیتروکوپولوس (Lamghari and Dimitrakopoulos, 2012) اشاره کرد.

۲-۵-۱-۲- عدم قطعیت زمین‌شناسی در معادن زیرزمینی

برخلاف بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار در تعیین محدوده و برنامه‌ریزی تولید معادن روباز، تحقیقات و تلاش‌های کمتری در رابطه با تأثیر این عدم قطعیت در معادن زیرزمینی گزارش شده است. گریکو و دیمیتروکوپولوس (Grieco and Dimitrakopoulos, 2007) با استفاده از برنامه‌ریزی احتمالاتی عددصحیح مختلط، جانمایی کارگاه‌های استخراج را در روش استخراج از طبقات فرعی پیاده‌سازی کردند. وارگاس و همکاران (Vargas et al. 2014) با استفاده از روش‌های شبیه‌سازی، تأثیر عدم قطعیت عیار را در یک معدن بزرگ زیرزمینی به روش تخریب بلوکی مطالعه کردند.

آلونسو - آیسو و همکاران (Alonso-Ayuso et al. 2014) با در نظر گرفتن دو عدم قطعیت قیمت ماده معدنی و عیار و با استفاده از روش تصادفی چند مرحله‌ای مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط در یک معدن زیرزمینی مس را گزارش داده‌اند. در این پایان‌نامه نیز، تأثیر عدم قطعیت عیار بر محدوده نهایی و جانمایی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی و برنامه‌ریزی تولید معدن زیرزمینی به روش استخراج از طبقات فرعی بررسی شده است.

۲-۶- جمع‌بندی

روش‌های استخراج از معادن زیرزمینی به وسیله ترکیب پیچیده‌ای از تصمیم‌گیری‌ها و تعامل بین محدودیت‌های تولید توصیف می‌شوند. در دسترس بودن گسترده‌ای از روش‌های تحقیق در عملیات به تصمیم‌گیری بهینه با انجام مدل‌سازی کمک می‌کند. ایده اصلی تحقیق در عملیات یافتن بهترین پاسخ برای مسائل پیچیده‌ای است که با زبان ریاضی مدل‌سازی شده‌اند که باعث بهبود یا بهینه‌سازی عملکرد یک سامانه می‌شوند.

همچنین، با توجه به مطالب عنوان شده در این فصل، عدم قطعیت زمین‌شناسی به عنوان مهم‌ترین مشخصه ذاتی کانسار می‌تواند تأثیراتی را بر سودآوری محدوده نهایی معادن زیرزمینی و ارزش خالص فعلی حاصل از توالی استخراج کارگاه‌های زیرزمینی داشته باشد. بنابراین، استفاده از روش‌های کمی‌سازی عدم قطعیت و شبیه‌سازی زمین‌آماري که در فصل بعد به آن پرداخته شده است می‌تواند در بررسی و ارزیابی یک پروژه معدنی و دستیابی به نتایج قابل اعتمادتری کمک شایانی بکند.

فصل ۳: مدل سازی، تخمین و شبیه سازی زمین آماری

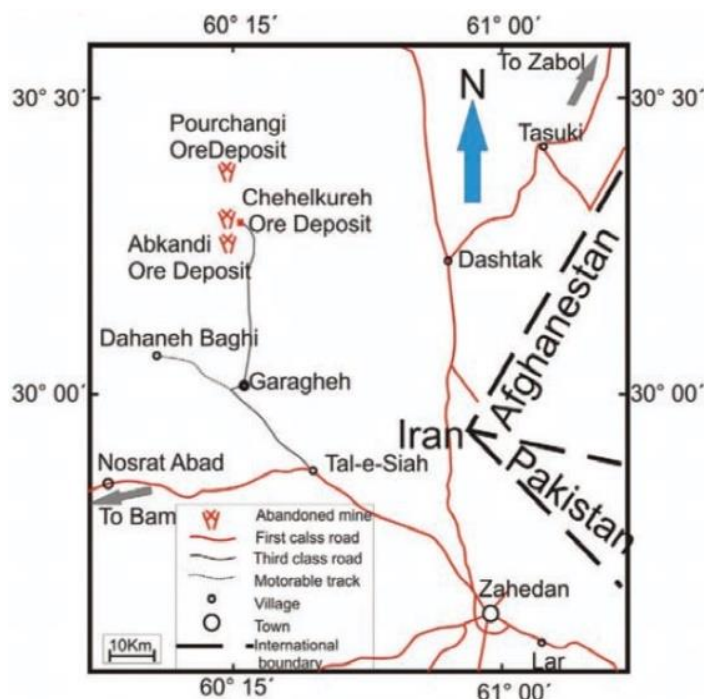
۳-۱- مقدمه

در طراحی استخراجی معادن، مدل بلوکی عیاری کانسار به صورت یک واقعیت در نظر گرفته می شود و توجه اکثر مهندسين بر روی بهینه سازی پارامترهای فنی است. در حالیکه، تغییرپذیری و بررسی رفتار عیار ماده معدنی و به تبع آن میزان ذخیره ماده معدنی از جمله مهم ترین پارامترهای تعیین شاخص های اقتصادی و بررسی ریسک مربوطه در طراحی معادن به شمار می روند. شبیه سازی زمین آماری، یکی از کارآمدترین روش ها در تعیین ریسک همراه با تخمین ذخیره است. این روش قادر به پیشگویی بهترین و بدترین حالات رخداد ممکن در رابطه با عیار و تناژ ماده معدنی است. بدین ترتیب قادر به راهنمایی مهندسين معدن برای برنامه ریزی دقیق استخراجی است.

در این فصل، پس از معرفی مطالعه موردی و پرداختن به مطالعات آماری داده های مورد نیاز برای انجام پایان نامه، عملیت واریوگرافی به منظور دستیابی به پارامترهای مورد نیاز تخمین و شبیه سازی انجام شده است. سپس، از دو روش تخمین گر کریجینگ و شبیه سازی گوسی متوالی برای ساخت مدل بلوکی زمین شناسی و بررسی تغییرات عیار داخل کانسار استفاده شده است.

۳-۲- مطالعه موردی

کانسار مس چهل کوره در ۱۲۰ کیلومتری شمال غرب شهر زاهدان و به ترتیب در طول و عرض جغرافیایی ۶۰ درجه و ۷ دقیقه، ۱۷ دقیقه و ۳۰ درجه قرار گرفته است. ارتفاع متوسط محدوده از سطح دریا ۱۶۰۰ متر است. دسترسی به محدوده از طریق جاده آسفالت زاهدان بم است که از کیلومتر ۵۱ آن در منطقه ای به نام تل سیاه راه فرعی به سمت شمال از آن جدا شده و ۲۵ کیلومتر تا معدن فاصله است (شکل ۳-۱). کانسار چهل کوره یکی از چندین ذخیره شناخته شده در زون تقاطع بلوک لوت و زون فلیش ها است. روند کلی این عوارض از کنترل کننده های ساختاری پیروی می کند. نشانه های معدنی



شکل ۳-۱: راه های دسترسی به کانسار چهل کوره

شناخته شده و کانسارهای این منطقه از جنوب به شمال عبارت اند از : شوه، سیاه جکول ، چشمه رضایی، شوراب، چهل کوره، آب منگو، نسق پورچنگی، چاه کلپ، قلعه زری، کوه سرخ. ذخیره چهل کوره عمدتاً در امتداد شکستگی ها، مناطق برشی و زون های دگرسان واقع شده است (کاوشگران، ۱۳۸۷).

منطقه مورد مطالعه از شرق به غرب به تبعیت از سرشت زمین شناسی، دارای مورفولوژی متفاوت است. برجستگی های منطقه در بخش شرقی دارای ارتفاع کم و با یک مورفولوژی نسبتاً نرم و آرام بوده و عموماً از رسوب های فلیش واره که تاندازه ای دگرگونی نیز تحمل کرده اند پوشیده شده است. فرسایش در این رسوبات به سادگی صورت گرفته و به طور عمده نواحی با مورفولوژی کم شیب و پست (حالت تپه ماهوری) در آن ها مشاهده می شود که در بعضی مناطق رسوبات کواترنری نیز روی آن ها را پوشانیده است. بخش غرب به تبعیت از واحدهای سنگی دربرگیرنده، دارای ارتفاع بیشتری است و کوه لونکا در بخش شمال غربی با ارتفاع ۲۴۵۶ متر از سطح دریا بارزترین نمود مورفولوژیکی در این منطقه است.

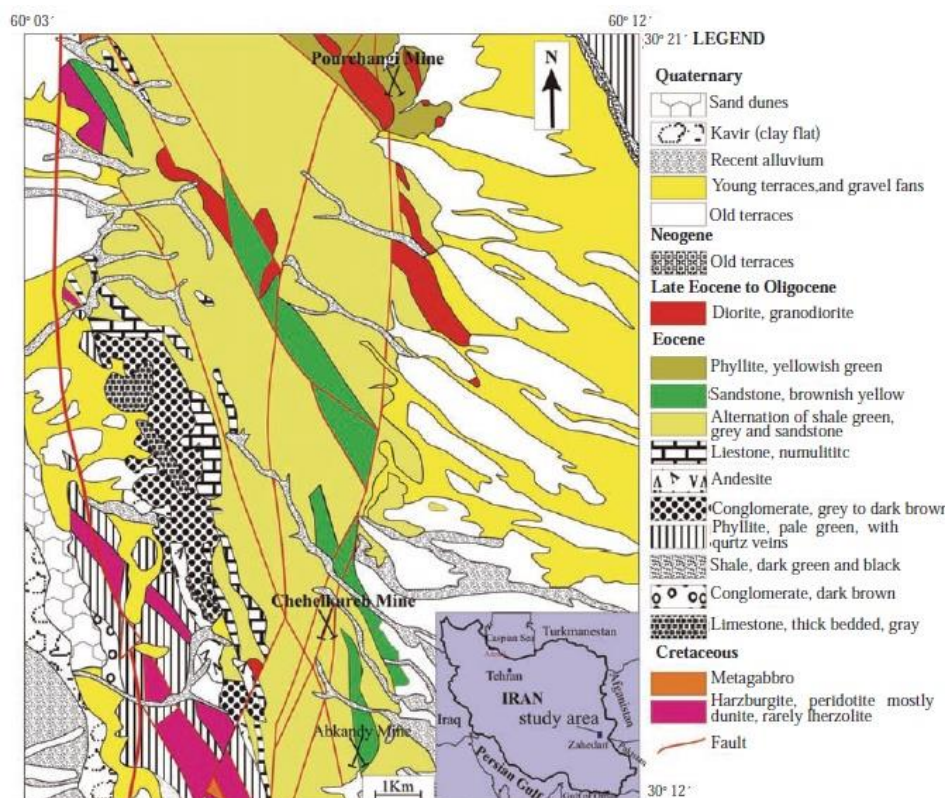
کمترین ارتفاع منطقه ۱۲۲۸ متر می باشد نوع دیگر مورفولوژی موجود در این منطقه پادگانه های آبرفتی و رودخانه ای است که از جنس کنگلومرای نیمه سخت با مصالح ریز و درشت سخت نشده شکل گرفته است و عموماً حالت هایی از دوران پیری آبراهه ای را نشان می دهند. از ویژگی های این پادگانه ها قرارگیری آنها در افق های مختلف و به طور افقی روی سازندهای قدیمی تر از خود هستند (Maanijou et al. 2009). در شکل (۲-۳)، نقشه ناحیه ای و زمین شناسی منطقه مس چهل کوره نشان داده شده است.

۳-۲-۱- مطالعات اکتشافی

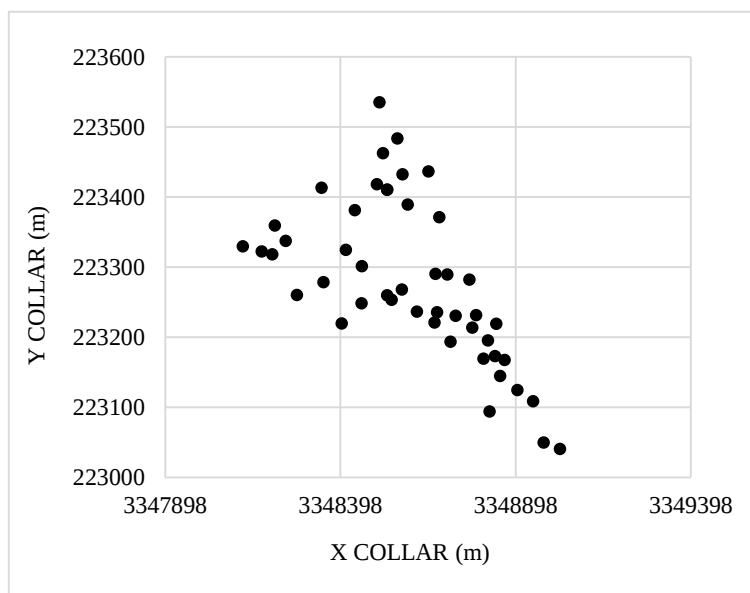
در فاز یک این عملیات در منطقه چهل کوره و نسق پورجنگی تعداد ۳۹ گمانه با مجموع ۷۲۶۵ متر حفاری که تعداد ۳۵ گمانه مربوط به کانسار چهل کوره است انجام شده است. فاز دو اکتشافی به دنبال عملیات انجام شده در فاز یک و با هدف بالا بردن اطلاعات اکتشافی، با حفاری ۱۷ گمانه به تراژ ۲۷۱۰ متر خاتمه یافته است. شکل (۳-۳) موقعیت گمانه های حفاری شده در این کانسار را نشان می دهد. شکل (۴-۳) نیز نشان دهنده موقعیت این گمانه ها در فضای سه بعدی است.

۳-۳- بررسی آماری داده ها

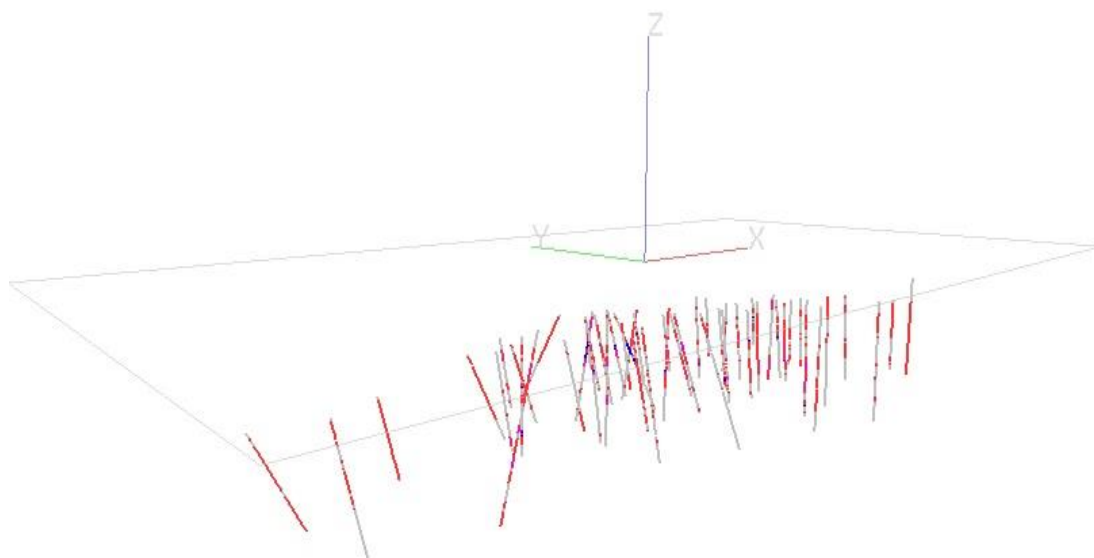
شرط اولیه لازم برای انجام مطالعات زمین آماری به منظور تخمین و شبیه سازی، بررسی آماری داده های اولیه و خام با استفاده از آمار کلاسیک است. بدین منظور، ابتدا نمودار توزیع فراوانی در شکل ۳-۵ و پارامترهای آماری مربوط به عیار مس گمانه ها در جدول (۱-۳) نشان داده شده است. همانطور که از این شکل مشخص است، توزیع عیار در این کانسار از چولگی مثبت قابل توجهی برخوردار است بطوریکه توزیع داده ها شبیه توزیع L است. توزیع عیار مس در این کانسار از ۱۲۴۱ نمونه با میانگین ۰/۸۶۲۸ درصد و واریانس ۱/۷۷۹۰۶ مجذور در درصد دامنه تغییراتی بین ۰/۰۰۱ تا ۵/۷۵ درصد را شامل می شود.



شکل ۲-۳: نقشه ناحیه ای و زمین شناسی منطقه مس چهل کوره



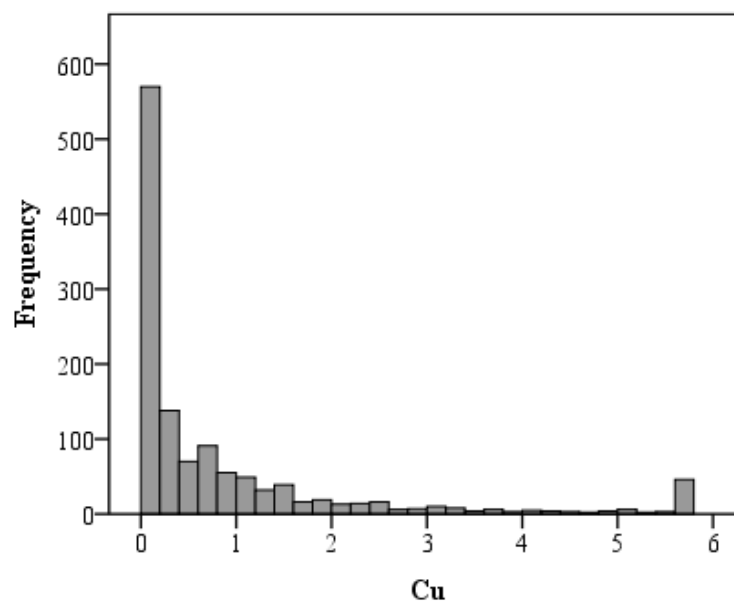
شکل ۳-۳: موقعیت دوبعدی گمانه های حفاری شده در کانسار چهل کوره



شکل ۳-۴: موقعیت سه بعدی گمانه های حفاری شده در کانسار چهل کوره

جدول ۳-۱: پارامترهای آماری داده های اولیه (خام) عیار مس

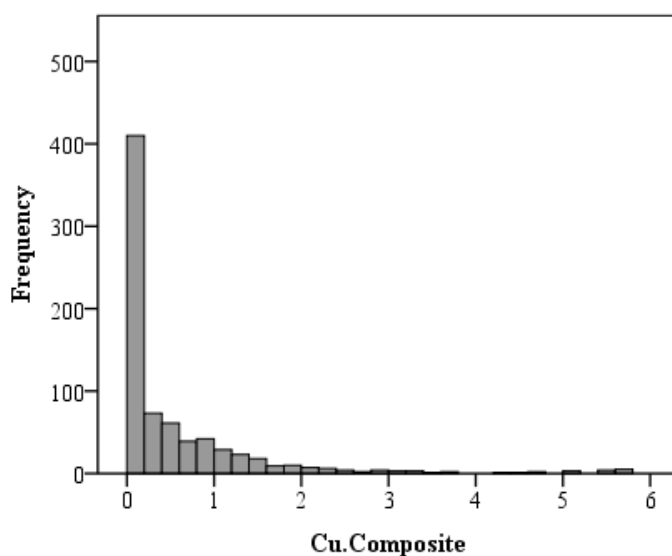
تعداد داده ها	میانگین	واریانس ^۲ (%)	کمینه (%)	بیشینه (%)
۱۲۴۱	۰/۸۶۲۸	۱/۹۰۶۷۷	۰/۰۰۱	۵/۷۵



شکل ۳-۵: پارامترهای آماری داده های اولیه (خام) عیار مس

۳-۳-۱- همسان سازی داده ها

یکی از مشکلات بکارگیری داده های خام، هم احتمال نبودن فضای مربوط به هر نمونه و تغییر پذیری مقدار در امتداد گمانه ها است. برای رهایی از مشکلات موجود در استفاده از داده های خام، بایستی داده ها به طریقی میانگین گیری شوند و تغییر پذیری بین آن ها کاسته شود. بدین معنی که برای یک حجم معین از کانسار و یا یک طول معین از گمانه، یک داده وجود داشته باشد. به این عمل، همسان سازی گفته می شود. در این فرآیند، برای هر طول معین از گمانه، داده های خام میانگین گیری شده و بازای آن طول ثابت، یک عدد که میانگین عیار در همان فاصله ثابت است، انتخاب می شود. در این مطالعه نیز، با توجه به پارامترهای آماری طول ۵ متر به عنوان فاصله همسان سازی انتخاب شد و نمونه های ترکیبی به طول ۵ متر در نرم افزار Datamine ساخته شد. نمودار توزیع فراوانی داده های عیار همسان شده در شکل (۳-۶) و پارامترهای آماری مربوط آن در جدول (۳-۲) نشان داده شده است.



شکل ۳-۶: نمودار توزیع فراوانی داده های همسان سازی شده عیار مس

جدول ۳-۲: پارامترهای آماری داده های همسان سازی شده عیار مس

تعداد داده ها	میانگین	واریانس ^۲ (%)	کمینه (%)	بیشینه (%)
۷۶۲	۰/۵۵۱۹۶	۰/۹۲۲۶۸۵	۰/۰۰۰۵	۵/۷۵

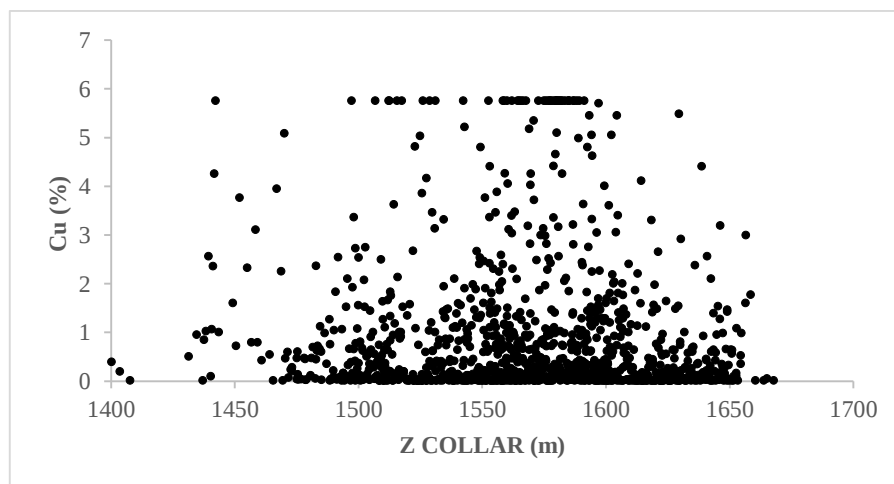
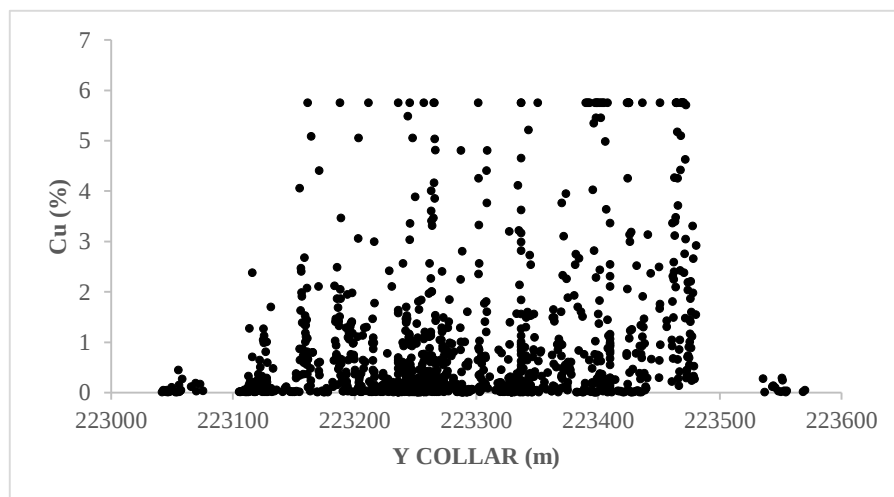
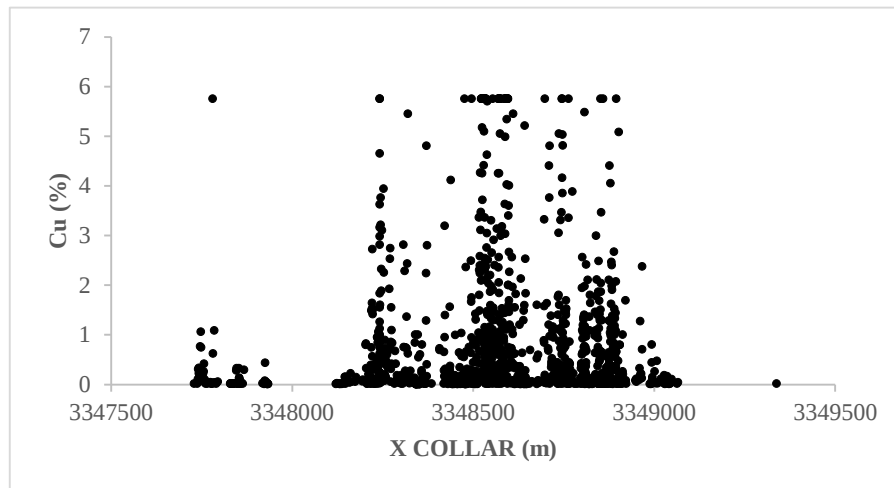
۳-۳-۲- بررسی روند داده ها

برای تشخیص روند در داده ها از دو روش می توان استفاده کرد. در روش اول از واریوگرام استفاده می شود. بطور کلی واریوگرام هایی که در محدوده مورد مطالعه به سقف ثابتی نمی رسند، می توانند دلالت بر وجود روند داشته باشند. روش دیگر، رسم مقدار متغیر مورد نظر در جهات مختلف (X,Y,Z) است. در صورتیکه روند خاصی در مقدار متغیر در هر کدام از جهات محور مختصات تشخیص داده شود، بایستی آن را در نظر گرفته و مقدار این روند از روی داده ها برداشته شود. زیرا در صورت وجود روند، شرایط پایایی برقرار نمی شود (حسنی پاک، ۱۳۷۷). در این مطالعه، روش دوم بکار گرفته شد و مقادیر عیار مس در جهات مختلف (X,Y,Z) ترسیم شدند و روندی مشاهده نشد (شکل ۳-۷).

۳-۳-۳- نرمال سازی داده ها

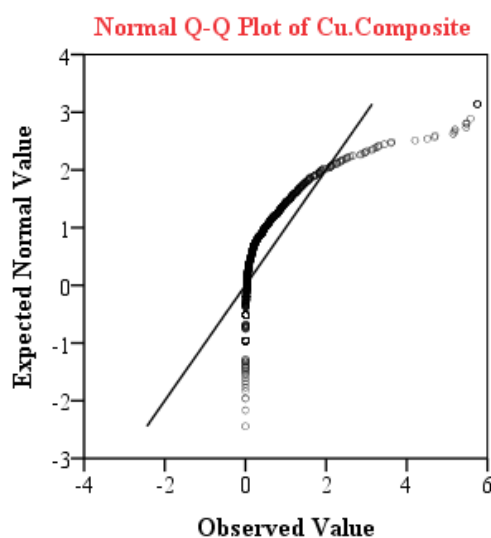
در تحلیل داده های اکتشافی و استفاده آن ها در مباحث زمین آماری، توزیع نرمال اهمیت ویژه ای دارد. اکثر روش های آماری فرض نرمال بودن داده ها را یدک می کشند. بنابراین، فقط داده های با توزیع نرمال را می توان برای انجام محاسبات زمین آماری و فرآیند تخمین و شبیه سازی انتخاب کرد. در غیر این صورت، محاسبات زمین آماری دچار خطای سیستماتیک خواهند شد. با بررسی بصری داده های مربوط به عیار مس می توان فهمید که این داده ها از توزیع نرمال پیروی نمی کنند. شکل (۳-۸) نیز که آزمون Q-Q مربوط به داده های اولیه عیار مس است، حاکی از نرمال نبودن داده های عیار مس به دلیل نامنتطبق بودن بر نیمساز ربع اول و سوم است.

نرم افزارهای معدنی متعددی به منظور تبدیل داده های خام به داده های با توزیع نرمال وجود دارد که می توان به Datamine، WinGslib و S-GeMS اشاره کرد. در این مطالعه با استفاده از نرم افزار S-GeMS، داده های اولیه به داده هایی با توزیع نرمال تبدیل شدند. در جدول (۳-۳) پارامترهای آماری



شکل ۳-۷: بررسی روند متغیر عیار مس در سه راستای (X,Y,Z)

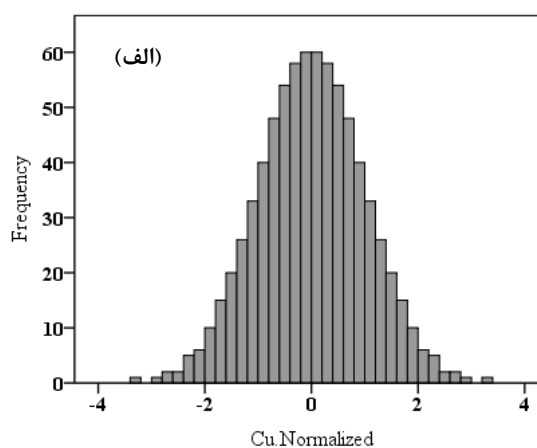
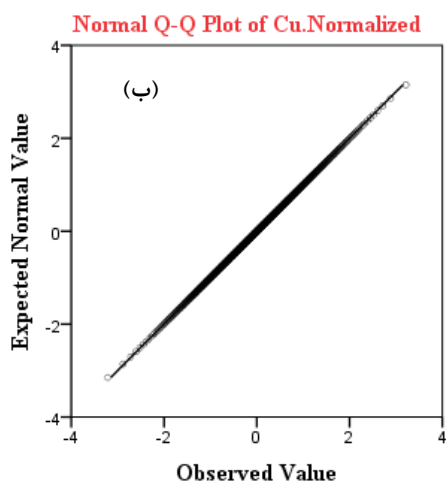
داده های تبدیل شده آورده شده است. شکل (۹-۳ - الف) نمودار توزیع فراوانی و شکل (۹-۳ - ب) آزمون Q-Q مربوط به داده های نرمال شده را نشان می دهد.



شکل ۸-۳: آزمون Q-Q برای بررسی نرمال بودن داده های اولیه عیار مس

جدول ۳-۳: پارامترهای آماری داده های نرمال شده عیار مس

تعداد داده ها	میانه	انحراف معیار	کمینه (%)	بیشینه (%)
۷۶۲	۰/۰۰	۱/۰۰	-۳/۲۱۳	۳/۲۱۳



شکل ۹-۳: الف) نمودار توزیع فراوانی داده های نرمال شده ب) آزمون Q-Q برای بررسی نرمال بودن داده های تبدیل شده

۳-۴- بررسی زمین آماری

در بررسی های آمار کلاسیک، اجزا یا نمونه هایی که از کل جامعه به منظور شناخت آن برداشت می شوند، فاقد اطلاعات موقعیتی در فضا بوده و در نتیجه مقدار اندازه گیری شده یک کمیت معین در یک نمونه خاص هیچ گونه اطلاعاتی در مورد مقدار همان کمیت در نمونه دیگری به فاصله معین معلوم، در بر نخواهد داشت. در حالیکه در زمین آمار، علاوه بر مقدار یک کمیت معین در یک نمونه موقعیت فضایی آن نیز مورد توجه قرار می گیرد. بنابراین بصورت یک تعریف کلی، زمین آمار مجموعه روش هایی است که برای مدل سازی متغیرهایی که توزیع فضایی دارند، مورد استفاده قرار می گیرد. بدین صورت می توان موقعیت فضایی نمونه ها را همراه با مقدار کمیت مورد نظر یک جا مورد تحلیل قرار داد. به عبارت دیگر باید بتوان بین مقادیر مختلف یک کمیت در جامعه نمونه ها و فاصله و جهت قرارگیری نمونه ها نسبت به هم ارتباطی برقرار کرد. این ارتباط فضایی (فاصله ای و جهتی) بین مقادیر یک کمیت در جامعه نمونه های برداشت شد، ممکن است در قالب های ریاضی قابل بیان باشد. به این قالب های ریاضی، ساختار فضایی گفته می شود (Webster and Oliver, 2007).

توابع زمین آماری به منظور تخمین، شبیه سازی، طبقه بندی و طراحی شبکه بهینه نمونه برداری متغیرهای ناحیه ای به کار می روند. تجزیه و تحلیل ساختاری برای مدل سازی ساختار فضایی توسط واریوگرام، مهم ترین ابزار زمین آمار؛ انجام می گیرد و خروجی مدل واریوگرام در تخمین پارامترها و توزیع خطای مربوط به آن به کار می رود (Deustech and Journel, 1992).

۳-۴-۱- واریوگرافی

واریانس مقدار عناصر بین نقاطی که به فاصله h از یکدیگر قرار دارند، می تواند همبستگی متقابل مقدار دو نقطه به فاصله h را بیان کند. در صورت وجود ساختار فضایی، وابستگی مقادیر نقاط نزدیک به

هم در یک محیط بیشتر از وابستگی مقادیر نقاط با فاصله زیاد است. بنابراین چنین واریانسی می تواند معیاری برای نمایش تأثیرگذاری و یا تأثیرپذیری مقدار یک نمونه روی مقادیر محیط مجاور خود باشد. این واریانس وابسته به فاصله را واریوگرام گویند و با نماد $2\gamma(h)$ نشان می دهند که از رابطه (۳-۱) محاسبه می شود.

$$2\gamma(h) = \frac{1}{N(h)} \sum_{h=1}^{N(h)} [Z(x+h) - Z(x)]^2 \quad \text{رابطه (۳-۱)}$$

در رابطه (۳-۱)، h فاصله در جهت مشخص بین موقعیت x و $x+h$ ، N تعداد جفت نمونه ها به فاصله h از یکدیگر، $\gamma(h)$ مقدار واریوگرام برای فاصله h ، $Z(x)$ مقدار نمونه در نقطه x و $Z(x+h)$ مقدار نمونه در نقطه $x+h$ است. در واریوگرام، واریانس اختلاف مقادیر بین دو نقطه، تنها بستگی به بردار فاصله دارد و به صورت قالبی از h تعریف می شود. لذا، واریوگرام شعاع تأثیر و ناهمسانگردی محیط را مورد بررسی قرار می دهد (Webster and Oliver, 2007).

در این پایان نامه، مطالعات واریوگرافی بر روی داده های عیار مس با استفاده از نرم افزار S-GeMS انجام شد. برای تشخیص ناهمسانگردی در محیط نیز، واریوگرام های جهتی ترسیم شدند. به دلیل اینکه شعاع تأثیر واریوگرام در جهات مختلف متفاوت و سقف واریوگرام یکسان است، ناهمسانگردی از نوع هندسی است. جهت تعیین ساختار منطقه، واریوگرام غیر جهتی محیط مورد بررسی، در این نرم افزار رسم شد. به منظور مشخص کردن پارامترهای مربوط به تخمین و شبیه سازی، واریوگرام های گوناگونی در آزمون های صفر تا ۱۵۰ درجه با درجه انحراف ۱۵ و آزمون های صفر تا ۱۳۵ درجه با درجه انحراف ۲۲/۵ در شیب های مختلف رسم شدند. بزرگترین شعاع تأثیر مربوط به آزمون ۳۰ درجه با درجه انحراف ۱۵ در شیب ۷۰ درجه و کمترین شعاع تأثیر مربوط به آزمون ۱۲۰ درجه با درجه انحراف ۱۵ در شیب ۷۰ درجه بود. در جدول (۳-۴)، مشخصات مدل های واریوگرام منطبق بر امتدادهای اصلی

بیضوی ناهمسانگردی آورده شده است. شکل (۳-۱۰) نیز، واریوگرام های برازش شده کروی را در راستای بزرگترین، کوچکترین و میانی (راستای قائم) نشان می دهد.

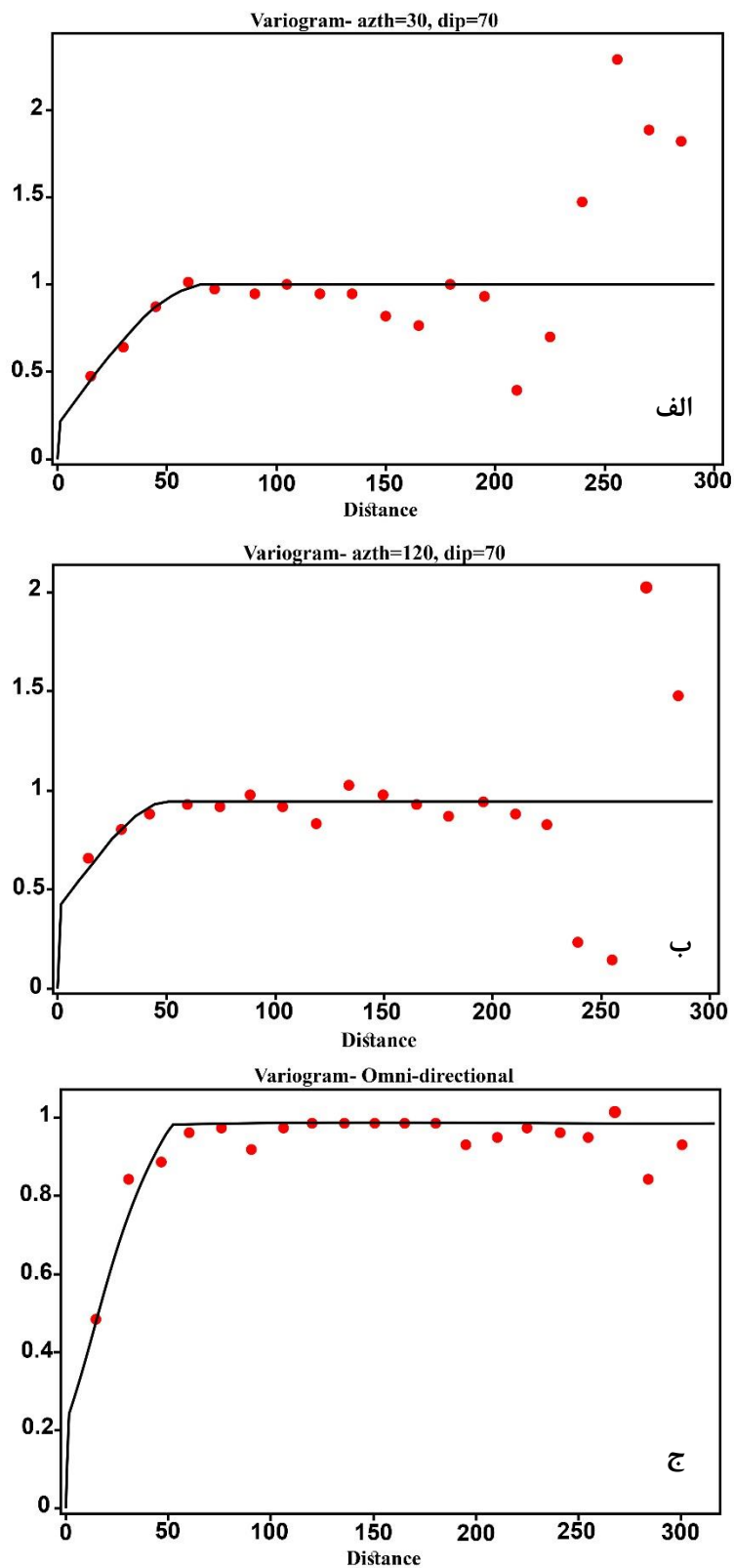
جدول ۳-۴: پارامترهای زمین آماری مدل های برازش شده به واریوگرام غیر جهتی

سقف	شعاع تأثیر (متر)	اثر قطعه ای	مدل برازش شده	واریوگرام		
				انحراف	شیب	آزیموت
۱	۶۹	۰/۲	کروی	۱۵	۷۰	۳۰
۰/۹	۵۴	۰/۴	کروی	۱۵	۷۰	۱۲۰
۰/۹۹	۶۰	۰/۲	کروی	۳۶۰ - ۰ قائم		

۳-۵- مدل سازی کانسار

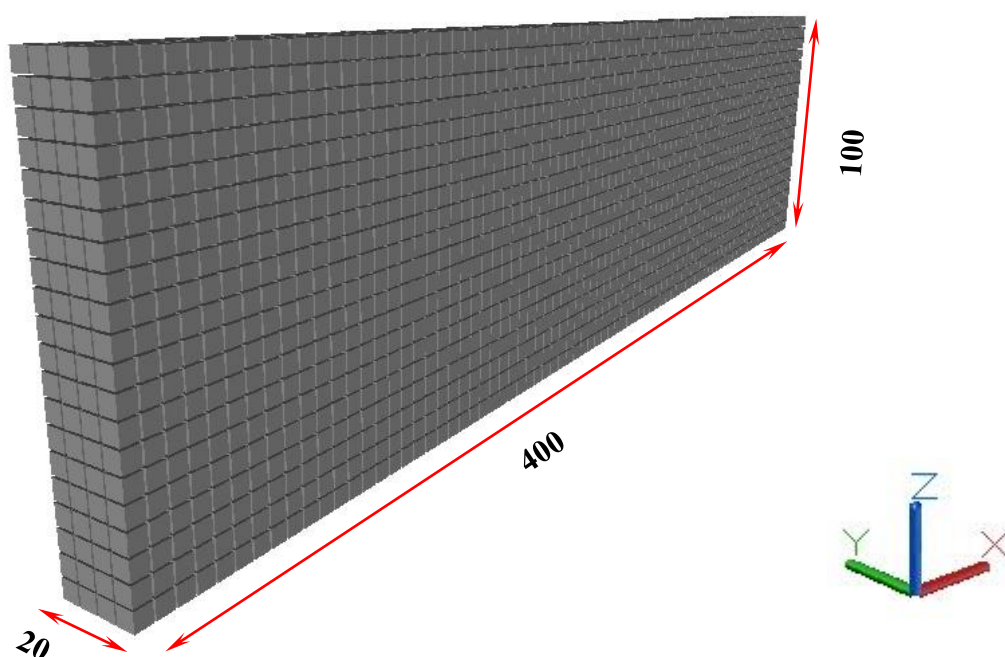
مدل سازی کانسار یکی از مقدمات اصلی برآورد ذخیره و طراحی معدن است. بدین منظور، یک تصویر دو یا سه بعدی از شکل و وضعیت کانسار، نحوه قرار گیری آن در فضا و همچنین چگونگی توزیع عیار و سایر خواص مواد در سطح یا حجم مربوطه تعیین می شود. مدل بلوکی هندسی اولین مدلی است که باید به منظور تخمین و شبیه سازی ساخته شود. این مدل بلوکی از مجموعه بلوک های منظم یا غیر منظم تشکیل شده است که داخل هر بلوک، اطلاعاتی از قبیل عیار ماده معدنی، نوع سنگ، چگالی بلوک، زون و دیگر خصوصیات گنجانده خواهد شد.

دقت یک مدل بلوکی هندسی تابعی است از فاصله بین نمونه ها که ابعاد بلوک نیز تابع این فاصله است. به عنوان یک قاعده سرانگشتی می توان گفت که اندازه بلوک نباید از حدود یک چهارم تا یک سوم فاصله بین گمانه ها کمتر باشد. اگر اندازه بلوک کوچکتر در نظر گرفته شود، دقت افزایش نخواهد یافت و تنها تعداد بلوک در مدل و مدت زمان حل محاسبات افزایش خواهد یافت. همچنین، با بزرگ تر شدن ابعاد بلوک نیز، هموارسازی تغییرات عیار و کاهش تأثیر عدم قطعیت رخ خواهد داد.



شکل ۳-۱۰: واریوگرام های جهتی عیار مس: الف) آزیموت ۳۰ درجه
(حداکثر) ب) آزیموت ۱۲۰ درجه (حداقل) ج) آزیموت صفر - قائم (میانی)

در این پایان نامه، با استفاده از نرم افزار Datamine، قسمتی از کانسار که بصورت رگه معدنی در جهت $N23^{\circ}W$ است به طول ۴۰۰ متر، ارتفاع ۱۰۰ متر و عرض ۲۰ متر انتخاب شد. سپس با تهیه مقاطع زمین شناسی و ساخت تور سیمی با استفاده از مقاطع رسم شده، مدل بلوکی هندسی بر اساس بهینه سازی دو پارامتر واریانس و دقت تخمین، با بلوک هایی به ابعاد $5 \times 5 \times 5$ متر ساخته شد تا فضا و شبکه ای به منظور تخمین و شبیه سازی در نرم افزار S-GeMS آماده شود. در شکل (۳-۱۱)، مدل هندسی رگه معدنی ساخته شده نشان داده شده است.



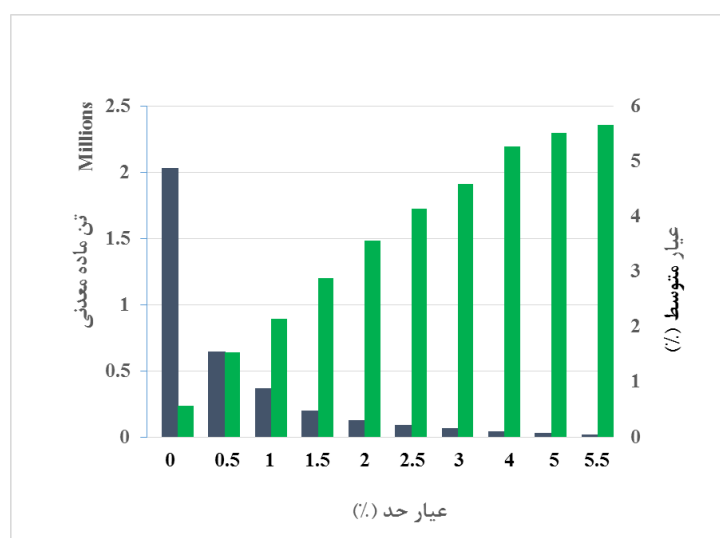
شکل ۳-۱۱: مدل بلوکی هندسی رگه معدنی ساخته شده در نرم افزار Datamine

۳-۶- تخمین عیار

تخمین زمین آماری فرآیندی است که طی آن می توان مقدار یک کمیت در نقاطی با مختصات معلوم را با استفاده از مقدار همان کمیت در نقاط دیگر به دست آورد و به نتایج مهمی از جمله مقدار

ذخیره ماده معدنی دست یافت. کریجینگ یک وسیله آماری است که برای برآورد پارامتر مورد نظر به صورت ترکیب خطی از نمونه های موجود در داخل بلوک و یا در نزدیکی آن بر اساس ارتباط فضایی بین آن ها، شعاع تأثیر و ناهمسانگردی محاسبه شده توسط واریوگرام به کار می رود. این تخمین گر بر منطق میانگین متحرک وزن دار استوار است و از این رو دارای حداقل واریانس است و به عنوان بهترین تخمین گر خطی نا اریب به شمار می رود. در کریجینگ معمولی مقدار پارامتر به وسیله ترکیب خطی از اطلاعات همجوار تخمین زده می شود (Vann and Guibal, 2001).

به منظور تخمین عیار بلوک های مدل هندسی ساخته شده و تولید مدل بلوکی زمین شناسی، از نرم افزار S-GeMS استفاده شد و ذخیره آن مشخص شد. میزان ذخیره بر اساس روش کریجینگ برای عیار حدهای مختلف در شکل (۳-۱۲) آورده شده است. بدیهی است که با افزایش مقدار عیار حد، تناژ ماده معدنی کاهش و عیار متوسط افزایش پیدا می کند. بر این اساس، این رگه معدنی دارای حدود ۲ میلیون تن ماده معدنی با عیار متوسط ۰/۵۶ درصد بدون احتساب عیار حد و در حدود ۶۴۴ هزار تن ماده معدنی با عیار متوسط ۱/۵۳ درصد در عیار حد ۰/۵ درصد است.



شکل ۳-۱۲: میزان ذخیره برای عیار حدهای مختلف با استفاده از روش کریجینگ

۳-۶-۱- اعتبارسنجی تخمین

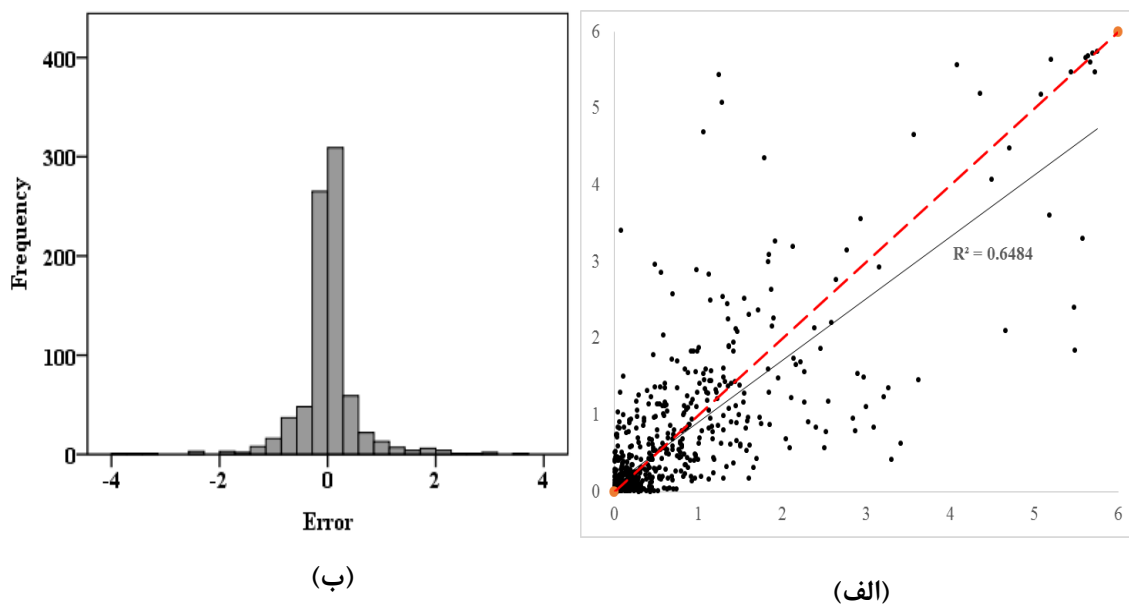
برای پی بردن به صحت نتایج تخمین لازم است که پارامترهای استفاده در تخمین کریجینگ از قبیل واریوگرام، شعاع جست و جو اعتبارسنجی شوند. برای اعتبارسنجی تخمین می توان از آزمون متقابل استفاده کرد. در روش اعتبار متقابل، یکی از داده های واقعی حذف شده و سپس بر اساس پارامترهای تخمین دوباره برآورد می شود. اگر این روند برای تمام داده های معلوم تکرار شود، بر اساس معیارهای زیر می توان به صحت نتایج پی برد (Bora Oz and Deutsch, 2000):

الف) هیستوگرام خطا: خطا تفاضل بین عیار واقعی و عیار تخمینی در همان نقطه است. بهترین حالت داشتن هیستوگرامی با میانگین صفر و انحراف معیار ۱ است.

ب) رسم نمودار عیار واقعی در مقابل عیار واقعی

ج) بازسازی نمودار و مقایسه میانگین و واریانس داده های تخمین زده شده با داده های اصلی

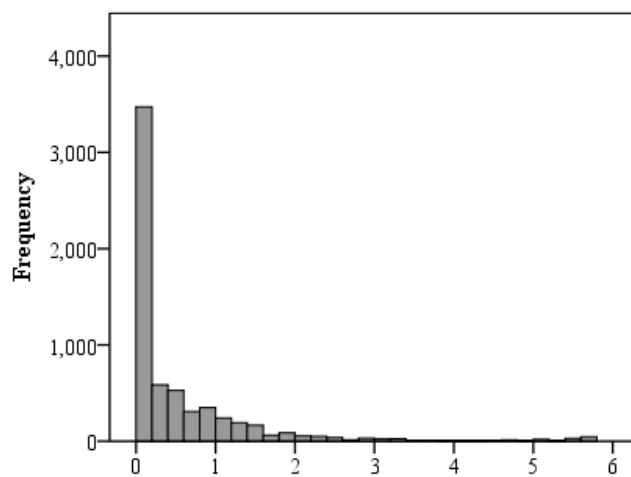
در این مطالعه با استفاده از برنامه KT3D در نرم افزار WinGslib، عملیات تخمین کریجینگ معمولی روی مقادیر عیار مس و با در نظر گرفتن پارامترهای بدست آمده از مدل سازی واریوگرام انجام گرفت. شکل (۳-۱۳)، نشان دهنده معیارهای ذکر شده برای اعتبارسنجی نتایج تخمین است. جدول (۳-۵) مقایسه میانگین و واریانس حاصل از داده های تخمین زده شده را با داده های اصلی و شکل (۳-۱۴) بازسازی نمودار فراوانی داده های عیار تخمین زده شده را نشان می دهد. با توجه به این جدول و نمودار فراوانی مدل تخمینی از صحت قابل قبولی برخوردار است.



شکل ۳-۱۳: آزمون اعتبارسنجی متقابل بین عیار واقعی و تخمینی الف) نمودار عیار واقعی و تخمینی ب) هستیگرام خطا

جدول ۳-۵: مقایسه پارامترهای آماری مدل واقعی و تخمینی

مدل	میانگین	واریانس
اصلی	۰/۵۵۱۹۶	۰/۹۲۲۶۸۵
تخمینی	۰/۵۶۴۰۱	۰/۹۲۰۰۳۶



شکل ۳-۱۴: نمودار فراوانی داده های تخمینی عیار مس

۳-۷- شبیه سازی عیار

همانطور که در بخش قبل توضیح داده شد، روش های متعددی همچون روش کریجینگ معمولی یا کریجینگ ساده برای برآورد مقدار متغیرهای ناحیه ای موجود هستند. این روش ها به دلیل کم تخمینی یا بیش تخمینی مقدار ناحیه ای، از ناپایداری عمده ای برخوردار هستند و می توان اذعان کرد که مهم ترین اشکال این دسته از تخمین گرهاست (Asghari and Esfahani, 2013). برخلاف این رویکردها، روش های شبیه سازی زمین آماری، مدل هایی با خصوصیات مکانی و درک بهتر از تغییرات مقدار ناحیه ای در مقیاس دقیق ارائه می دهند (Yunsel, 2012). از دیگر ویژگی های برجسته این روش ها می توان به کاهش اثرات هموارسازی اشاره کرد. بنابراین، این روش ها می توانند برای تجزیه و تحلیل عدم قطعیت و اندازه گیری ریسک مورد استفاده قرار بگیرند (Dimitrakopoulos, 1998).

اصول اولیه شبیه سازی زمین آماری از شبیه سازی مونت کارلو^۱ برگرفته شده است. تفاوت این دو شبیه سازی در تولید مجدد داده های اولیه در شبیه سازی زمین آماری است. مهم ترین خاصیت شبیه سازی زمین آماری تولید مجموعه ای از تحقق هاست که دامنه ای از حالات ممکن و درصد احتمال رخداد آن حالات را ارائه می دهد که بسیار واقعی تر از یک نقشه حاصل از کریجینگ است.

از بین تمامی روش های شبیه سازی، روش شبیه سازی گوسی متوالی^۲ (SGS)، روشی پرکاربرد در صنعت معدنکاری است. محققین مختلفی از جمله اصغری و همکاران (Asghari et al. 2009; 2013)، سلطانی و همکاران (Soltani et al. 2013)، رضایی و همکاران (Rezaee et al. 2014)، پیرز و داچ (Pyrcz and Deutsch, 2014)، ستوده و همکاران (Sotoudeh et al. 2016)، موسوی و همکاران (۱۳۸۸)، منجزی و همکاران (Monjezi et al. 2013) در تحقیقات خود از این روش شبیه سازی استفاده

۱ . Monte-carlo Simulation

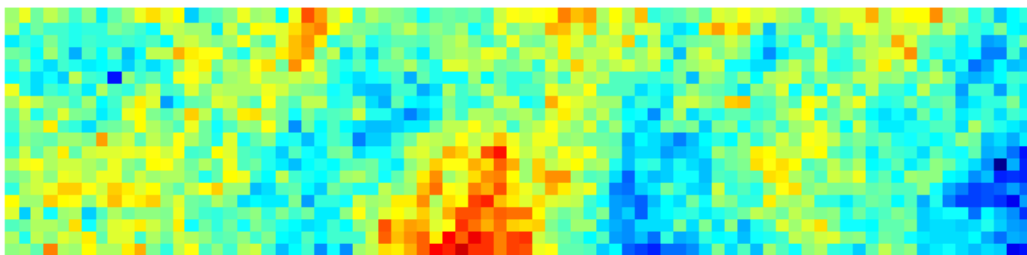
۲ . Sequential Guassian Simulation

کرده‌اند. مهم‌ترین دلیل محبوبیت شبیه سازی گوسی متوالی، سادگی و انعطاف پذیر بودن آن است (Emery, 2004; Safikhani et al. 2016).

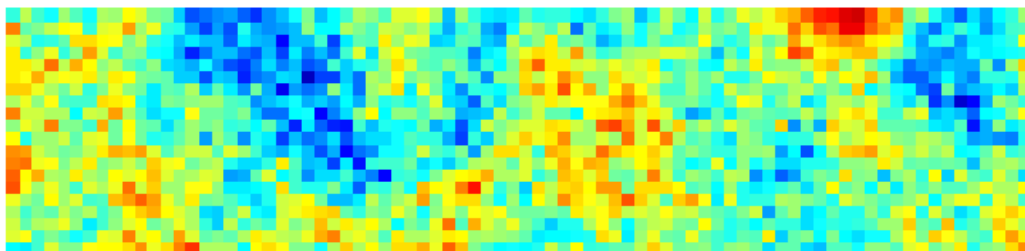
الگوریتم شبیه سازی گوسی متوالی، یک مسیر تصادفی به گونه ای که از تمام نقاط شبکه بگذرد، انتخاب می کند. لازم به ذکر است که این الگوریتم برای شبیه سازی، به داده های استاندارد نرمال نیاز دارد. برای هر گره، که در آن عمل شبیه سازی صورت می گیرد؛ شبیه سازی گوسی متوالی، یک هیستوگرام محلی تولید می کند و از آن یک مقدار تصادفی به عنوان مقدار شبیه سازی شده بیرون می کشد. مراحل اصلی شبیه سازی گوسی متوالی به ترتیب زیر است (Webster and Oliver, 2007):

- (۱) تبدیل داده های اولیه به داده های نرمال
- (۲) رسم واریوگرام با استفاده از داده های نرمال
- (۳) انتخاب یک مسیر (شبکه) تصادفی برای شبیه سازی
- (۴) تخمین داده ها بر روی شبکه به کمک یکی از روش های کریجینگ
- (۵) رسم هیستوگرام با داشتن میانگین و واریانس تخمین هر گره
- (۶) انتخاب یک عدد تصادفی از هیستوگرام رسم شده
- (۷) تکرار مراحل قبل برای کل شبکه
- (۸) تبدیل معکوس داده ها به حالت قبل
- (۹) اعتبارسنجی

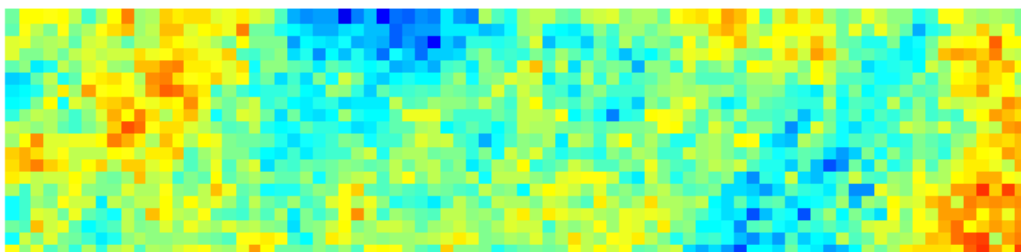
در این پایان نامه، به منظور شبیه سازی عیار بلوک های مدل هندسی ساخته شده و تولید ۵۰ تحقق (مدل های بلوکی زمین شناسی مختلف)، از نرم افزار S-GeMS استفاده شد. در شکل (۳-۱۵)، پلان افقی ۴ تحقق منتخب نشان داده شده است. هر تحقق نشان دهنده ی توزیع فضایی واقع بینانه ای از عیار مس بدون اثر هموار سازی است.



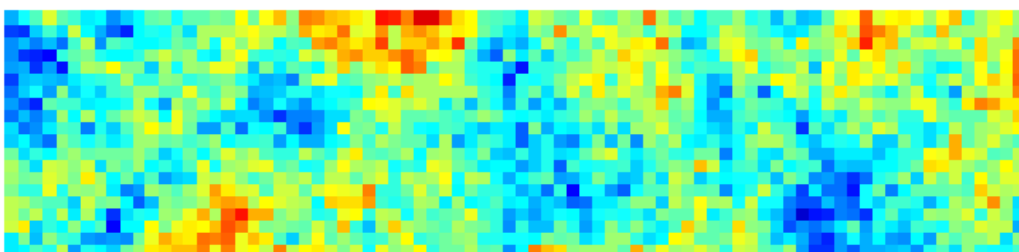
تحقق شماره ۴



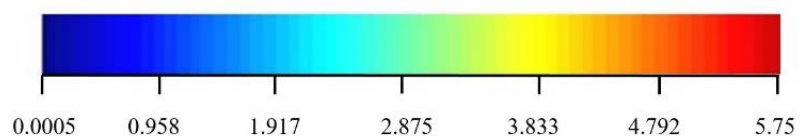
تحقق شماره ۱۸



تحقق شماره ۲۹

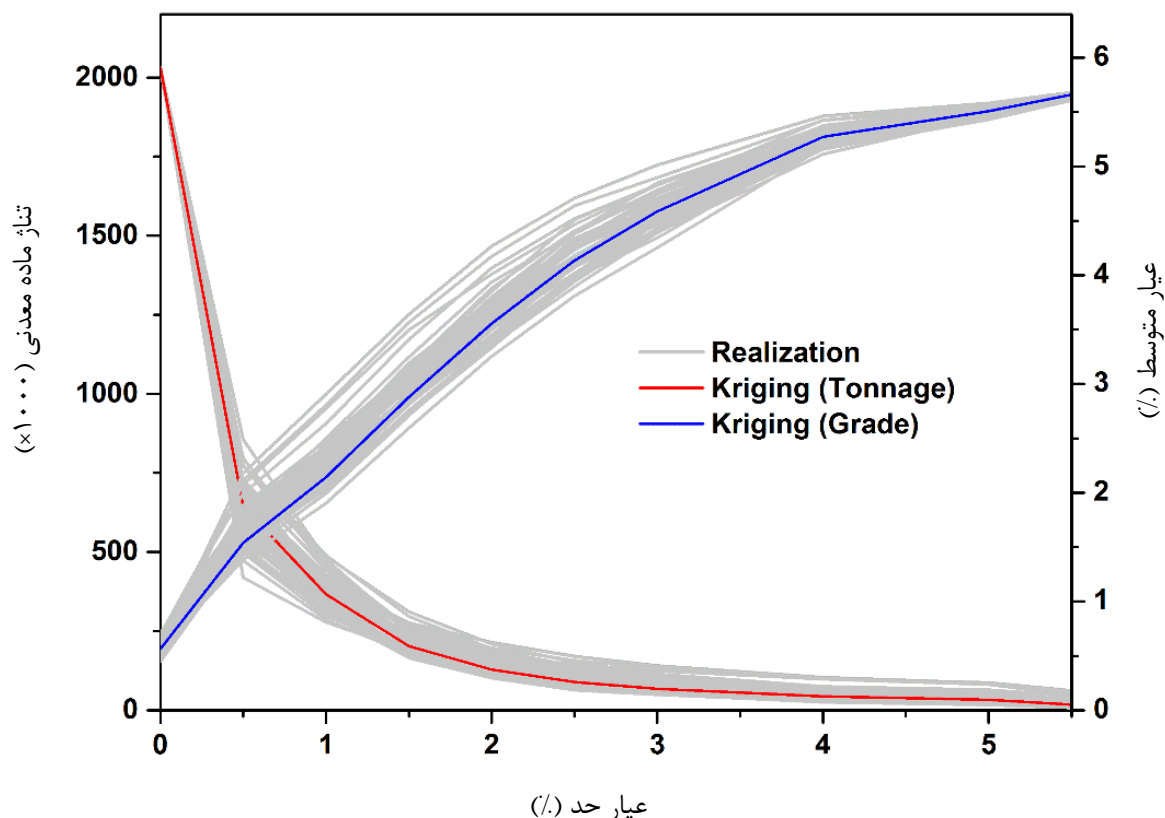


تحقق شماره ۴۶



شکل ۳-۱۵: ۴ تحقق منتخب به دست آمده از شبیه سازی گوسی متوالی در نرم افزار S-GeMS

میزان ذخیره بر اساس روش شبیه سازی گوسی متوالی برای هر تحقق بصورت جداگانه بدست آمد. نمودار عیار حد - تناژ تمامی تحقق ها و کریجینگ با عیار متوسط مورد نظر در شکل (۳-۱۶) آورده شده است. بطور مثال، با در نظر گرفتن عیار حد ۰/۵ درصد، تناژ ماده معدنی بین ۴۱۹۱۰۰ تن تا ۸۵۵۹۸۰ تن متغیر است.

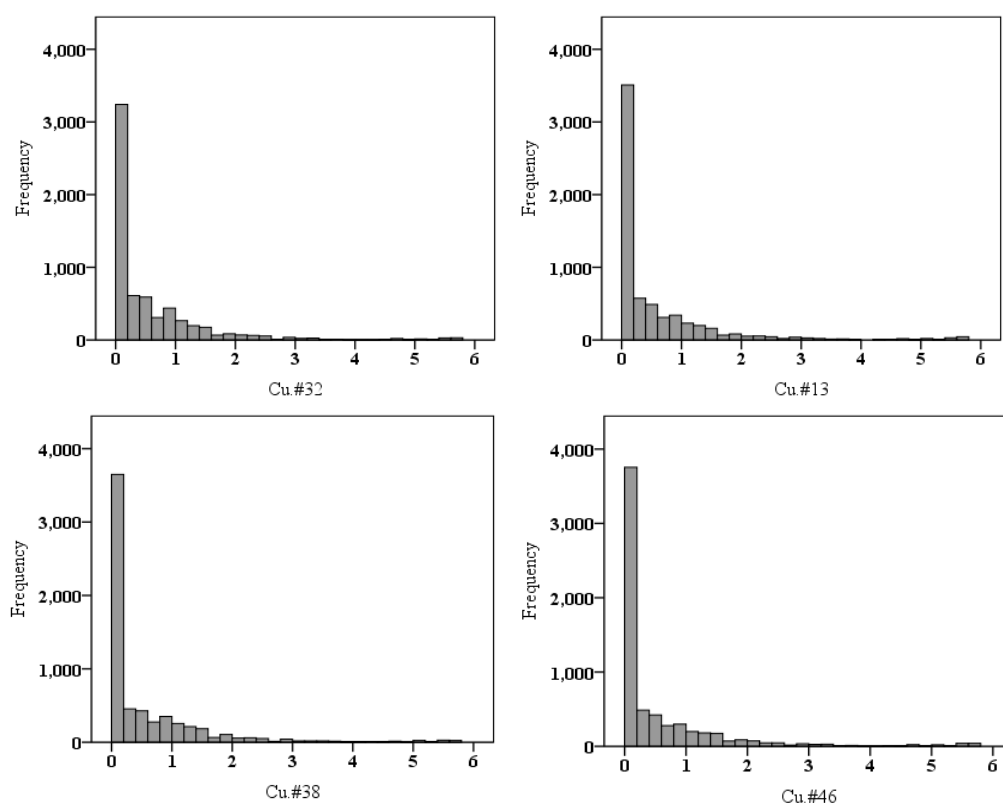


شکل ۳-۱۶: منحنی های عیار حد - تناژ ۵۰ تحقق بدست آمده از شبیه سازی و کریجینگ

۳-۷-۱- اعتبارسنجی شبیه سازی

برای اعتبارسنجی تحقق های تولید شده و به تبع آن پذیرفتن آن ها به عنوان تحقق معتبر باید توزیع داده های شبیه سازی شده تمامی تحقق ها در مقایسه با داده های اولیه و اصلی تفاوت بسیار اندکی داشته باشد (Emery and Peláez, 2011). در شکل (۳-۱۷)، توزیع فراوانی عیار مس ۴ تحقق منتخب تصادفی نشان داده شده است که مطابقت لازم با توزیع داده های اولیه را می توان در آن ها مشاهده کرد.

با بررسی این نمودارها می توان به صحت تحقق های شبیه سازی شده پی برد.

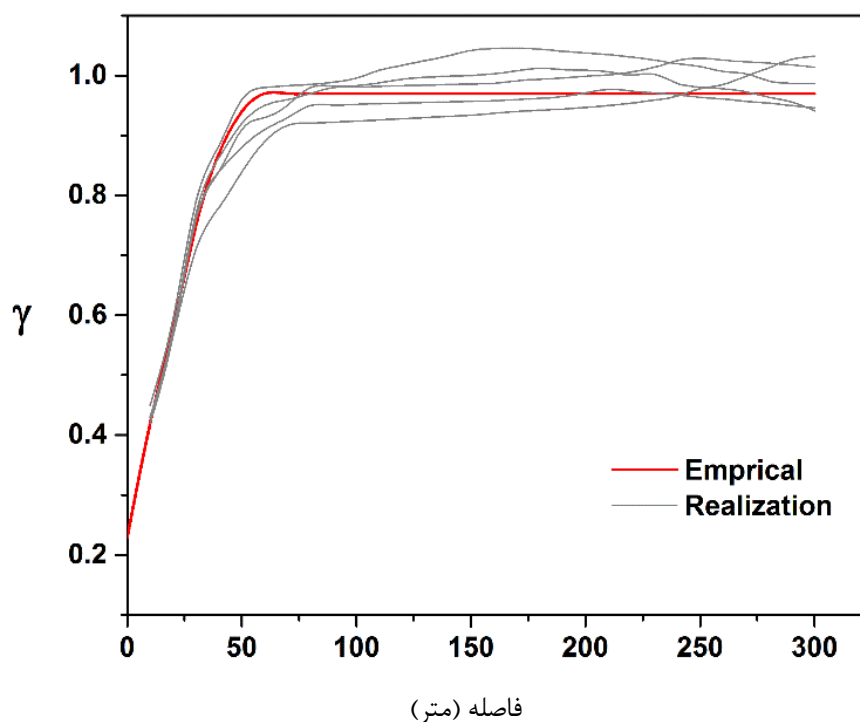


شکل ۳-۱۷: نمودار توزیع فراوانی ۴ تحقق منتخب تصادفی

همچنین، برای صحت سنجی، واریوگرام های حاصل از تحقق های شبیه سازی شده باید با واریوگرام داده های اولی مقایسه شود که بایستی با هم مطابقت داشته باشند. در شکل (۳-۱۸)، واریوگرام غیرجهتی ۵ تحقق منتخب تصادفی و واریوگرام حاصل از داده های اصلی نشان داده شده است که مطابقت لازم را می توان مشاهده کرد. بنابراین، با بررسی این شروط، تحقق های بدست آمده از شبیه سازی اعتبار و صحت کافی را خواهند داشت (Emery and Peláez, 2011).

۳-۸- جمع بندی

با توجه به مطالب ارائه شده در این فصل، تخمین زمین آماری فرآیندی است که طی آن می توان



شکل ۳-۱۸: واریوگرام حاصل از ۵ تحقق منتخب (نقاط مشکی) و داده های اصلی (خط رنگی)

مقدار یک کمیت از جمله عیار کانسار در نقاطی با مختصات معلوم را با استفاده از مقدار همان کمیت در نقاط دیگری با مختصات معلوم بر منطق میانگین متحرک وزن دار بدست آورد. در مقابل، شبیه سازی زمین آماری روشی برای تولید داده هایی سازگار با یک متغیر ناحیه ای است. ویژگی اصلی داده های حاصل از شبیه سازی به گونه ای است که هیستوگرام و تغییرپذیری فضایی داده های واقعی را ایجاد کند. برخلاف همه روش های تخمین، شبیه سازی زمین آماری به عنوان الگوریتمی برای تعدیل اثر هموارسازی چنین روش هایی است. زیرا، روش های مبتنی بر میانگین متحرک به طور غیر واقع بینانه ای نوسانات را هموار می کنند.

در این فصل، پس از ساخت مدل بلوکی هندسی در نرم افزار Datamine، عملیات تخمین کریجینگ با در نظر گرفتن پارامترهای بدست آمده از مطالعات واریوگرافی، در نرم افزار S-GeMS انجام شد.

همچنین، برای مقایسه و درک کلی از تغییرات عیار و میزان ذخیره کانسار، ۵۰ تحقق با استفاده از شبیه سازی گوسی متوالی تولید شدند. اعتبارسنجی های صورت گرفته برای هر دو روش تخمین و شبیه سازی، حاکی از صحت و اعتبار کافی نتایج بود.

هدف از ساخت مدل های بلوک عیاری با روش تخمین کریجینگ و شبیه سازی گوسی متوالی، مطالعه و بررسی تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی با استفاده از یک الگوریتم ابتکاری و برنامه ریزی تولید مبتنی بر برنامه ریزی عدد صحیح مختلط برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق بصورت جداگانه بوده است که در فصل بعد به آن پرداخته شده است.

فصل ۴: طراحی و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی

۴-۱- مقدمه

الگوریتم‌های ارائه شده برای تعیین محدوده معدنکاری برای روش‌های استخراج زیرزمینی در مقایسه با معادن روباز کمتر است و اکثر الگوریتم‌های توسعه یافته قادر به تعیین این محدوده در فضای دو بعدی هستند. بنابراین، نیاز به الگوریتمی برای جانمایی کارگاه‌های استخراج در حالت سه بعدی احساس می‌شود. در این فصل، ابتدا به توضیح مختصری در رابطه با روش استخراج از طبقات فرعی، سپس، به توضیح گام به گام الگوریتم ابتکاری با ارائه مثال‌های گوناگون برای درک بهتر از روند الگوریتم و معرفی برنامه کامپیوتری ^۱ SLO3D پرداخته شده است. سپس، با استفاده از این الگوریتم، محدوده نهایی و تعیین توالی استخراج کارگاه‌های زیرزمینی برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده مشخص شده است و نتایج با یکدیگر مورد مقایسه قرار گرفته‌اند.

در نهایت، با استفاده از مدل‌سازی ریاضی، برنامه‌ریزی تولید ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل کربجینگ در نرم‌افزار GAMS/CPLEX انجام شده است و دامنه تغییرات ارزش خالص فعلی (NPV) مشخص شده است.

۴-۲- روش‌های استخراج معادن زیرزمینی

تقسیم‌بندی روش‌های استخراج زیرزمینی اصولاً کار مشکلی است و علاوه بر آن روش ایده‌آلی هم برای آن وجود ندارد. برخی روش‌های زیرزمینی را با توجه به نوع ماده معدنی تقسیم‌بندی کرده‌اند (مثلاً زغالی و غیرزغالی) که از نظر علمی کار درستی به نظر نمی‌رسد چرا که انتخاب روش استخراج به نام ماده معدنی ربطی ندارد بلکه ویژگی‌های آن‌هاست که استخراج با به‌کارگیری روشی خاص را مناسب‌تر

^۱ Stope Layout Optimizer 3D

می‌سازد. برخی دیگر جهت تقسیم‌بندی، عمق نسبی را در نظر گرفته‌اند. همچنین عده‌ای فلزی و غیرفلزی بودن ماده معدنی و عده‌ای دیگر نیز اندازه و شکل ذخیره مانند رگه‌ای، توده‌ای و غیره را ملاک تقسیم‌بندی خود قرار داده‌اند. امروزه یکی از معیارهای معمول جهت تقسیم‌بندی روش‌های استخراج زیرزمینی، نوع سیستم نگهداری استفاده شده در روش استخراج است (عطایی، ۱۳۸۴):

- (۱) روش‌هایی که در آنها سقف و یا دیواره‌های کارگاه استخراج به صورت طبیعی نگهداری می‌شوند؛ مانند روش اتاق و پایه و روش استخراج از طبقات فرعی
 - (۲) روش‌هایی که در آنها سقف و یا دیواره‌های کارگاه استخراج را به صورت مصنوعی نگهداری می‌کنند؛ مانند روش کند و آکند و روش‌های جبهه‌کار طولانی و کوتاه
 - (۳) روش‌های تخریبی که در آنها برای استخراج ماده معدنی از خواص تخریب‌شوندگی ذخیره استفاده می‌شود؛ مانند روش‌های استخراج تخریب در طبقات فرعی و تخریب کلی
- در ادامه به بررسی و نحوه استخراج کانسارها به روش استخراج از طبقات فرعی پرداخته شده است.

۴-۲-۱- روش استخراج از طبقات فرعی

روش استخراج از طبقات فرعی یکی از روش‌های بدون نگهداری است که اغلب در معادن مس، آهن، روی، گوگرد، سرب، طلا و نیکل استفاده می‌شود. این روش مناسب برای کانسارهای بزرگ، منظم و نسبتاً پرشیب است. ماده معدنی و سنگ دربرگیرنده هر دو باید مقاوم باشند بطوریکه سنگ دربرگیرنده نیازی به نگهداری نداشته باشد. زاویه کم‌پایین نیز بایستی از زاویه قرار خود ماده معدنی بیشتر باشد تا مواد معدنی بتوانند تحت نیروی ثقل به نقاط تخلیه جریان یابند.

استخراج از طبقات فرعی یک روش استخراج قائم بالاسری است که در آن از حفر چالهای بلند و

آتشباری در طبقات فرعی جهت خرد کردن ماده معدنی استفاده می‌شود. ماده معدنی تحت تاثیر نیروی ثقل در طول کارگاه جریان می‌یابد و از طبقه باربری تخلیه می‌شود. استخراج از طبقات فرعی با اسامی دیگری نظیر استخراج با چالهای آتشباری^۱ و استخراج با چالهای بلند^۲ نیز شناخته شده است. این روش که در رده روشهای بزرگ مقیاس دسته بندی می‌شود به عنوان یک روش ساده جای خود را در استخراج زیرزمینی یافته است (عطایی، ۱۳۸۴).

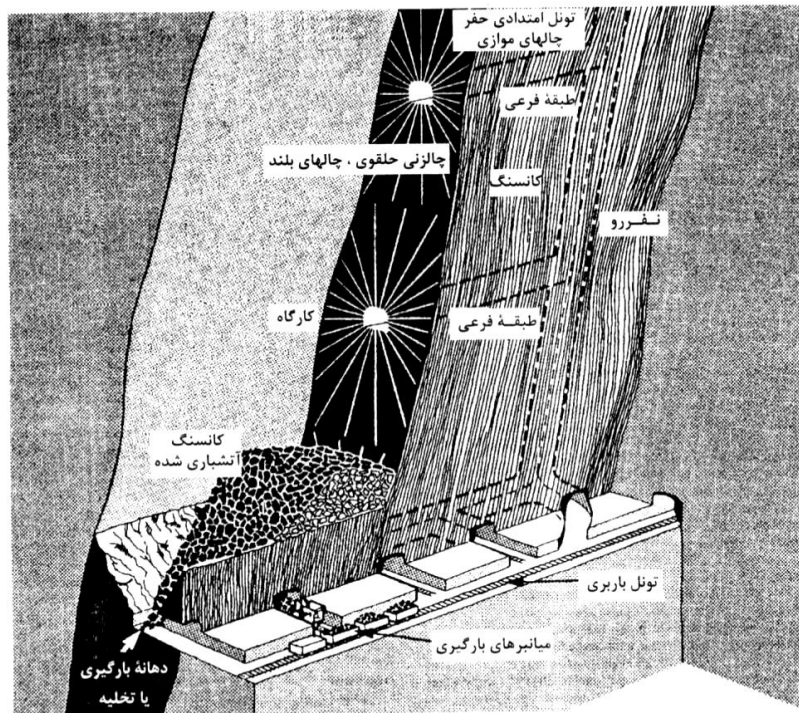
دو شیوه معمول استخراج از طبقات فرعی در اشکال (۱-۴) و (۲-۴) نشان داده شده است. در هر دو روش چالهای بلند حفر می‌شوند، در یکی آرایش چالها به صورت حلقوی با قطر کوچک و در دیگری چالزنی موازی با چالهای قطر بزرگ انجام می‌شود.

حفر چالهای حلقوی با آتشباری در داخل یک شکاف قائم (شکل ۱-۴) شیوه اصلی استخراج از طبقات فرعی می‌باشد. قطر چالها نسبتاً کوچک (۲-۳ اینچ یا ۵۰-۷۰ میلیمتر) هستند و با دستگاههای چالزنی ضربه ای نصب شده روی یک پایه یا ارابه های چالزنی مخصوص حفر چالهای بادبزی با میله مته های دارای حداکثر طول ۸۰ تا ۱۰۰ فوت (۲۴ تا ۳۰ متر) حفر می‌شوند. برای این که کندن سنگ مقرون به صرفه باشد، چالها با تراکم بالا خرجگذاری شده و یک حلقه (با ضخامت ۵ تا ۱۰ فوت یا ۱/۵ تا ۳ متر) به طور همزمان منفجر می‌شوند؛ اثر این نوع آتشباری بی شباهت به آتشباری پله ای نیست. با این وجود، انحراف چال یک مشکل جدی است و در این موارد حتی انحرافهای چند متری غیر معمول نیست. تاثیر این مسئله در آتشباری می‌تواند بسیار نامطلوب باشد، زیرا چالهای حلقوی مستلزم دقت در محل حفر چالها برای دستیابی به خرد شدگی مناسب می‌باشند. با ابداع دستگاههای چالزنی دورانی-ضربه ای DTH دارای قطر بزرگ (۲۰۰ میلیمتری)، روش حفر چالهای موازی (شکل ۲-۴) برای

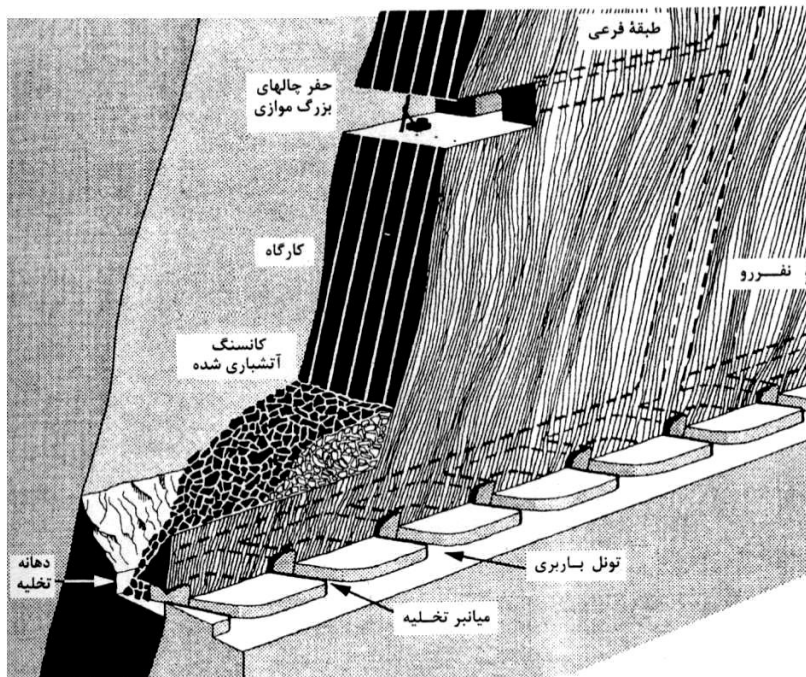
۱ . Blashole Stopping

۲ . Longhole Stopping

استخراج از طبقات فرعی جنبه عملی گرفت (اورعی، ۱۳۹۱).



شکل ۴-۱: استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چالهای حلقوی



شکل ۴-۲: استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چالهای موازی

۴-۲-۱-۱- دسترسی به کانسار

راه‌های دسترسی به معدن برای حمل و نقل افراد، ماده معدنی و دیگر مواد مورد نیاز از سطح زمین به داخل و بالعکس مورد استفاده قرار می‌گیرند. یک معدن زیرزمینی می‌تواند از طریق رمپ^۱ یا چاه^۲ و یا ترکیبی از هر دوی آنها قابل دسترس باشد. انتخاب راه‌های دسترسی متکی به تعدادی از عوامل فنی و ملاحظات اقتصادی است. عوامل فنی شامل عمق، شکل و اندازه‌ی کانسار، زمین‌شناسی کانسار ماده معدنی و سنگ میزبان و نرخ تولید بایستی با عوامل اقتصادی که شامل حداکثرسازی درآمد و حداقل کردن هزینه‌های عملیاتی است در تعادل باشند. بطور کلی، رمپ‌ها برای کانسارهای کم‌عمق و چاه برای کانسارهای عمیق استفاده می‌شود. ابعاد رمپ بستگی به اندازه تجهیزات، ترافیک و شرایط ژئوتکنیکی بستگی دارد. عموماً عرض و ارتفاع آن برابر ۴ تا ۶ متر در نظر می‌گیرند. ابعاد چاه نیز توسط هدف اصلی استفاده از آن و شرایط ژئوتکنیکی تعیین می‌شود. برای یک چاه حمل و نقل معمولاً قطر آن بین ۶ تا ۷ متر انتخاب می‌شود. مسیرهای اصلی دسترسی به معدن معمولاً در کمربایین حفر می‌شوند. یکی از دلایل توسعه‌ی مسیرها در کمربایین کانسار در امان ماندن از تخریب‌های ناگهانی کارگاه‌ها و خسارت به مسیرهای حمل و نقل است.

۴-۲-۱-۲- طراحی کارگاه‌های استخراج

یک کارگاه، فضای بازی در داخل معدنی برای استخراج کانسنگ مورد نظر است. هر کارگاه از طریق طبقات فرعی و استخراجی که از مسیرهای اصلی نشأت می‌گیرند، باز می‌شود. ابعاد یک کارگاه تا حد زیادی وابسته به شکل و اندازه‌ی کانسنگ مورد نظر است. کارگاه‌هایی که در داخل و قسمت‌های ضخیم

۱ . Ramp

۲ . Shaft

ماده معدنی قرار دارند، معمولاً شکل منظم‌تری دارند. در حالیکه، کارگاه‌های بیرونی به دلیل جلوگیری از ترقیق معمولاً شکل خود ماده معدنی را می‌گیرند. طراحی نهایی کارگاه‌ها بایستی با توجه به مسائل ژئوتکنیکی صورت بگیرد تا پایداری در اطراف کارگاه را ایجاد شود؛ که خود این پایداری از خود ماده معدنی، سنگ‌های دربرگیرنده، ناپیوستگی‌ها، گسل‌ها و جهت تنش‌های اصلی تأثیر می‌پذیرد (Mann, 1998). طبق نظریه ویلاسکوزا، در اغلب موارد، ابعاد کارگاه‌های استخراج و پایدار در این روش استخراج زیرزمینی باید ابعادی با طول بیشتر و ارتفاع کمتر یا طول کمتر و ارتفاع بیشتر در نظر گرفته شوند (Villaescusa, 2000).

۴-۲-۱-۳- برنامه‌ریزی تولید

تمرکز برنامه‌ریزی تولید بر توالی فعالیت‌های تولیدی از کارگاه‌ها به گونه‌ای که محیطی امن و به شیوه‌ای مقرون به صرفه است. برنامه‌ریزی تولید با حفاری و انفجار آغاز می‌شود. این کار معمولاً از طریق نقاط تخلیه و طبقات فرعی انجام می‌گیرد. هنگامیکه، یک کارگاه به طور کامل استخراج می‌شود، آن کارگاه برای مدتی خالی می‌ماند تا دیوارها و تیغه‌های اطراف کارگاه به منظور پر کردن آنجا فراهم شود. در نهایت، کارگاه استخراج شده با موادی که معمولاً شن و ماسه و سنگ‌های باطله پر می‌شود تا محدوده‌ی اطراف آن کارگاه از لحاظ ژئوتکنیکی پایدار بماند (Haycocks and Aelick, 1992).

محدودیت‌های ژئوتکنیکی، با محدود کردن مناطق خالی شده از مواد معدنی بایستی به منظور بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید اضافه شوند. در مرحله اول، وقتی یک کارگاه شروع به تولید می‌کند باید عملیات پر کردن بدون هیچ وقفه‌ای صورت بگیرد. این امر از خرابی کارگاه‌های مجاور به دلیل وجود تنش‌های بالا جلوگیری می‌کند. در مرحله دوم، تولید و استخراج همزمان کارگاه مجاور به دلیل شرایط و محدودیت‌های ژئوتکنیکی نباید صورت بگیرد. بنابراین، از آنجا که موادی که کارگاه استخراج شده را

پر کرده‌اند ضعیف‌تر از خود سنگ میزان هستند نباید بیشتر از یک کارگاه در یک زمان استخراج شوند.

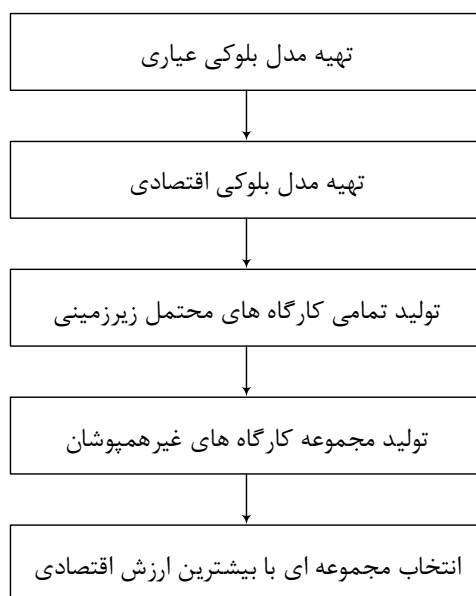
۴-۲-۱-۴- سیستم‌های حمل مواد معدنی

انواع گوناگونی از سیستم‌های حمل ماده معدنی و سنگ خرد شده از نقاط تخلیه موجود است. از مرسوم ترین این سیستم‌ها می‌توان به LHD و اسکرپر اشاره کرد که مواد خرد شده را از نقاط تخلیه به مسیرهای عبور ماده معدنی و در نهایت به سنگ‌شکن انتقال می‌دهند. سپس، مواد و سنگ‌های خرد شده حاصل از سنگ‌شکن نیز توسط LHD به سیستم نوار نقاله انتقال می‌یابند. اگر چنانچه بازکننده اصلی معدن چاه باشد، لودر یا LHD نیز سنگ‌های خرد شده را به آن انتقال داده و توسط اسکیپ به سطح زمین و در نهایت به کارخانه فرآوری منتقل می‌شوند.

۴-۳- الگوریتم ارائه شده

تعیین محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج، یکی از مسائل مهم در زمینه طراحی و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی است. الگوریتم‌های ارائه شده بر روی مدل بلوکی اقتصادی کار کرده و محدوده بهینه معادن زیرزمینی را تعیین می‌کنند. همان‌گونه که در بخش پیشینه تحقیق مشاهده شد، روش‌های متعددی برای طراحی کارگاه‌های معادن زیرزمینی توسعه یافته‌اند. به دلیل پیچیدگی و بزرگ بودن مسئله، اکثر این الگوریتم‌ها در حالت دویعدی توسعه یافته‌اند. بنابراین، بهینه‌سازی محدوده نهایی معادن زیرزمینی نیازمند یک الگوریتم قوی است تا بتواند با حل مسائل پیچیده جواب بهینه را به دست دهد. با توجه به مفاهیم به کار گرفته‌شده توسط بهینه‌سازی ترکیبی تحقیق در عملیات، طراحی محدوده بهینه معادن زیرزمینی به دلیل پیچیدگی و بزرگ مقیاس بودن مسئله می‌تواند جزو این دسته از روش‌ها باشد. بنابراین، استفاده از الگوریتم‌های ابتکاری و روش‌های جست‌وجو، می‌تواند روش خوبی برای رسیدن به جواب بهینه باشد.

در این پایان‌نامه، الگوریتم ابتکاری جدیدی با استراتژی‌های مختلف برای تعیین محدوده بهینه استخراج زیرزمینی ارائه شده است. این الگوریتم نیز همانند دیگر الگوریتم‌ها بر روی مدل بلوکی اقتصادی کاربرد دارد و از ۵ مرحله مجزا شامل تهیه مدل بلوکی عیاری، محاسبه مدل بلوکی اقتصادی، تولید تمامی کارگاه‌های محتمل زیرزمینی، تولید مجموعه کارگاه‌های غیرهمپوشان و انتخاب مجموعه‌ای با بیشترین ارزش اقتصادی تشکیل شده است (شکل ۴-۳). در ادامه به توضیح و بررسی هر یک از این مراحل پرداخته شده است.



شکل ۴-۳: فرآیند طراحی محدوده بهینه معادن زیرزمینی

۴-۳-۱- تهیه مدل بلوکی عیاری

الگوریتم ارائه شده مستلزم تهیه مدل بلوکی زمین‌شناسی است. بدین صورت که پس از تهیه یک مدل بلوکی هندسی در یکی از نرم‌افزارهای معدنی، پارامترهای مربوط به زمین‌شناسی از جمله عیار بلوک، نوع سنگ دربرگیرنده، چگالی و هر پارامتر مربوط دیگری به آن اختصاص داده شود. بنابراین، فرآیند طراحی محدوده بهینه معادن زیرزمینی با تهیه مدل بلوکی زمین‌شناسی اولیه شروع می‌شود.

۴-۳-۲- تهیه مدل بلوکی اقتصادی

در مرحله دوم، مدل بلوکی عیاری با استفاده از پارامترهای اقتصادی و به کمک رابطه (۴-۱)، به مدل بلوکی اقتصادی تبدیل می‌شود.

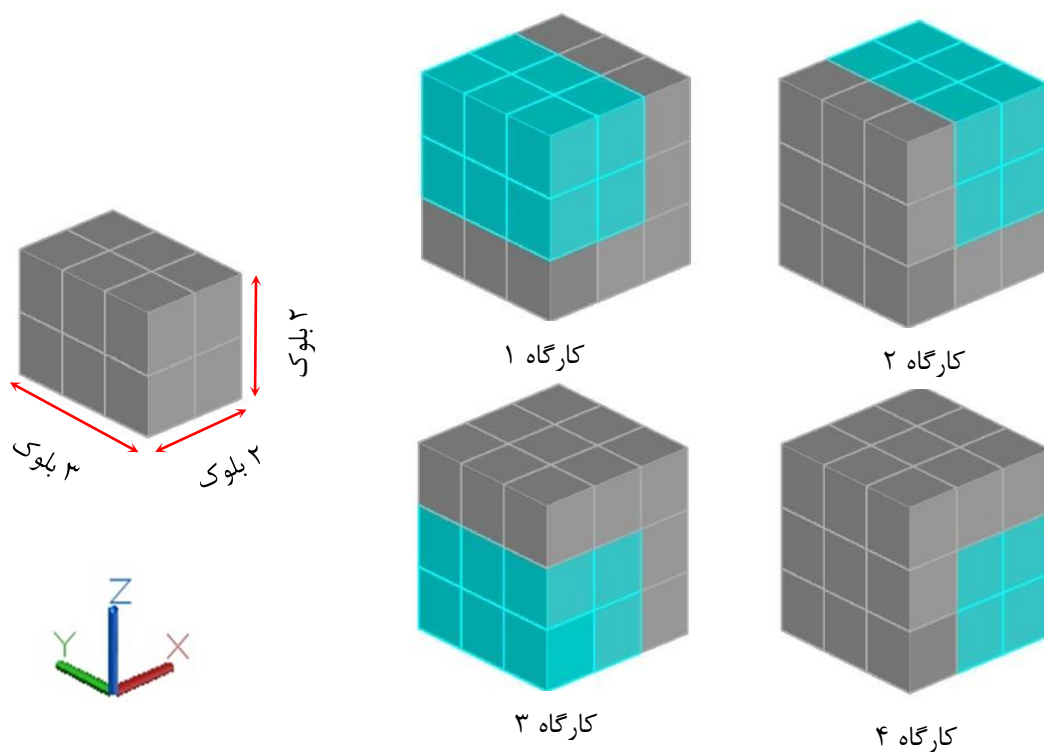
$$BEV = \{ (P - R) \times g \times Y - (C_m + C_p) \} \times T \quad \text{رابطه (۴-۱)}$$

که در این رابطه P قیمت (دلار بر تن فلز)، C_m هزینه‌های معدنکاری (دلار بر تن ماده معدنی)، C_p هزینه‌های فرآوری (دلار بر تن ماده معدنی)، R هزینه ذوب و تصفیه (دلار بر تن فلز)، Y راندمان (٪)، BEV ارزش اقتصادی بلوک (دلار)، g عیار ماده معدنی، T تناژ بلوک (تن) است.

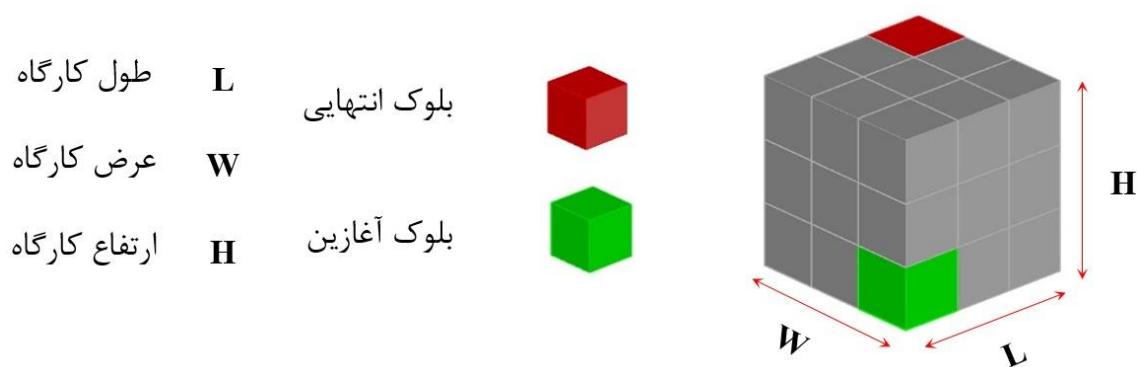
۴-۳-۳- تولید کارگاه‌های محتمل زیرزمینی

یک کارگاه استخراج زیرزمینی متشکل از مجموعه‌ای از بلوک‌ها در سه راستای Z, Y, X است که بسته به نوع روش استخراج می‌تواند بصورت مکعب مربع یا مکعب مستطیل در نظر گرفته شود. در این مرحله از فرآیند طراحی محدوده نهایی معادن زیرزمینی، با استفاده از مدل بلوکی اقتصادی ساخته شده، الگوریتم تمامی کارگاه‌های محتمل در حالت سه بعدی را تولید می‌کند. در شکل (۴-۴)، با در نظر گرفتن یک کارگاه به ابعاد $2 \times 3 \times 2$ (۲ بلوک در راستای محور X ، ۳ بلوک در راستای محور Y و ۲ بلوک در راستای محور Z) می‌توان ۴ کارگاه محتمل را با شناور کردن آن داخل یک مدل بلوکی متشکل از ۲۷ بلوک (۳ بلوک در هر سه راستای Z, Y, X) تولید کرد که با بلوک‌های رنگی نشان داده شده‌اند. برای تولید این کارگاه‌های محتمل داخل یک بلوک ماده معدنی، برای سهولت انجام کار، مشخصه $(i \ j \ k)$ مورد استفاده قرار می‌گیرد. بدین‌صورت که $(i' \ j' \ k')$ مشخصه بلوک آغازین و $(i'' \ j'' \ k'')$ مشخصه بلوک انتهایی در یک کارگاه و $(i_{max} \ j_{max} \ k_{max})$ مشخصه بلوک انتهایی در یک مدل بلوکی

است. در شکل (۴-۵)، مشخصات اصلی یک کارگاه نشان داده شده است. با مشخص کردن ابعاد هر کارگاه می‌توان بلوک انتهایی مربوط به همان کارگاه را نیز با استفاده از رابطه (۴-۲) شناسایی کرد.



شکل ۴-۴: تولید ۴ کارگاه محتمل با ابعاد $2 \times 3 \times 2$ در مدل بلوکی متشکل از ۲۷ بلوک



شکل ۴-۵: مشخصات یک کارگاه استخراج زیرزمینی

$$i'' = i' + (nx_s - 1)$$

$$j'' = j' + (ny_s - 1)$$

$$k'' = k' + (nz_s - 1)$$

رابطه (۲-۴)

که در این روابط، nx_s ، ny_s و nz_s به ترتیب تعداد بلوک‌های یک کارگاه در راستای محور x ، y و z هستند. سپس، بر اساس الگوریتم ارائه شده در شکل (۴-۶)، تمامی کارگاه‌های محتمل که در شروط رابطه (۳-۴) صدق می‌کنند تولید می‌شوند.

$$(i', j', k') \leq (i, j, k) \leq (i'', j'', k'')$$

$$(i'' \leq i_{max}, j'' \leq j_{max}, k'' \leq k_{max})$$

رابطه (۳-۴)

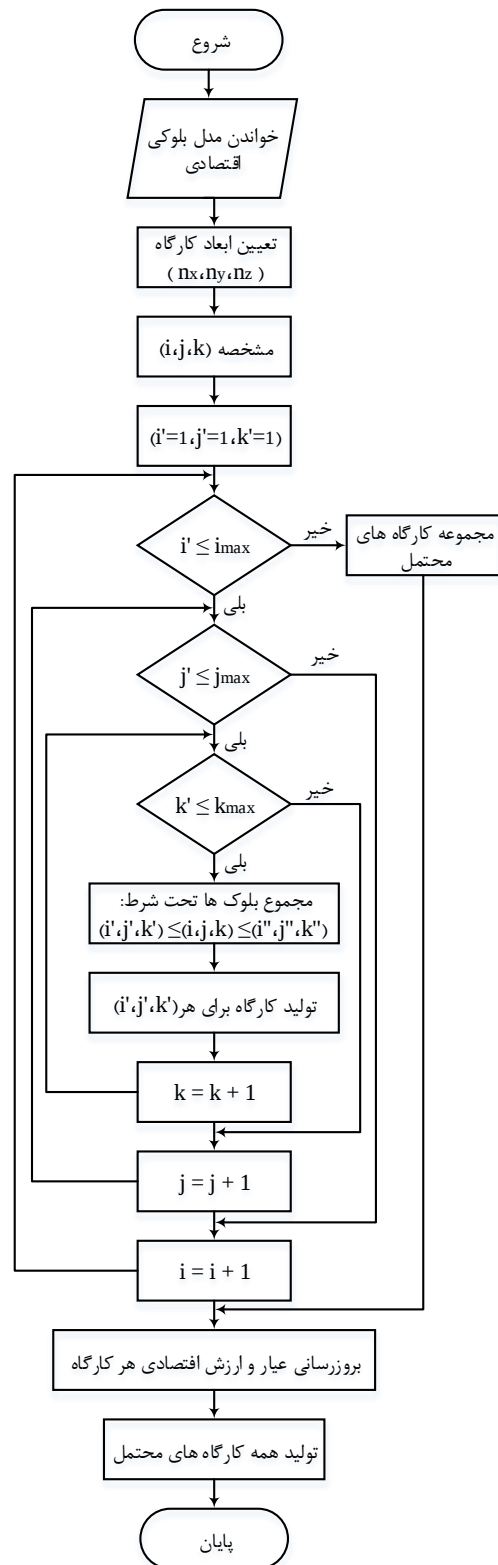
پس از تولید یک کارگاه محتمل، ارزش اقتصادی کل کارگاه از مجموع ارزش اقتصادی بلوک‌های داخل آن، و عیار کارگاه از میانگین کل عیارهای بلوک‌های داخل کارگاه محاسبه می‌شود. برای درک بهتر از نحوه تولید تمامی کارگاه‌های محتمل در یک بلوک ماده معدنی شکل (۴-۷) را در نظر بگیرید.

در این شکل، مدل بلوکی متشکل از ۱۶ بلوک ماده معدنی که اعداد داخل پرانتز نشانگر مختصات هر بلوک است، در حالت دو بعدی نشان داده شده است. هدف، تولید تمامی کارگاه‌های محتمل با در نظر گرفتن ۳ بلوک در راستای هر دو محور X و Y ، بر اساس الگوریتم مربوطه است. بر طبق الگوریتم، بلوک با مختصات (۱ ۱) به عنوان بلوک آغازین ($i' j'$) انتخاب می‌شود. با فرض اینکه ابعاد یک کارگاه 3×3 است، بلوک انتهایی کارگاه بر اساس روابط (۲-۴)، محاسبه می‌شود:

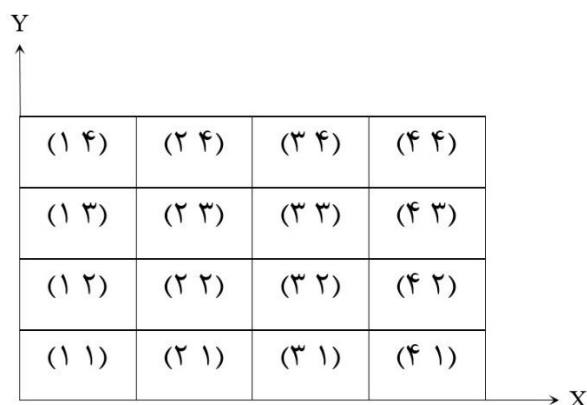
$$i'' = 1 + (3 - 1) = 3$$

$$j'' = 1 + (3 - 1) = 3$$

سپس، الگوریتم تمامی بلوک‌هایی را که در داخل این دو مختصات هستند بر اساس رابطه (۳-۴) شناسایی کرده و آن‌ها را عضو کارگاه مربوطه در نظر می‌گیرد.



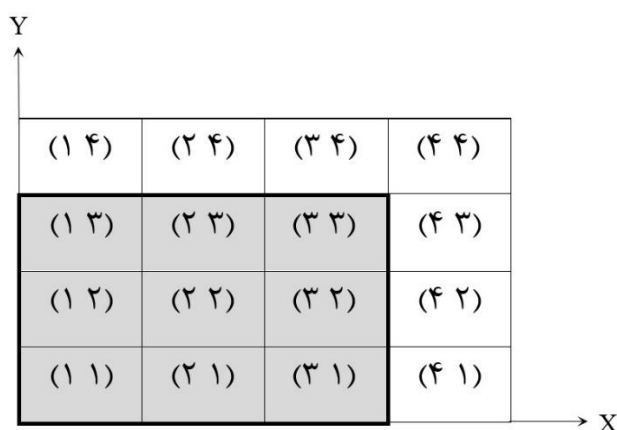
شکل ۴-۶: الگوریتم تولید تمامی کارگاه‌های محتمل معدن زیرزمینی



(۱ ۴)	(۲ ۴)	(۳ ۴)	(۴ ۴)
(۱ ۳)	(۲ ۳)	(۳ ۳)	(۴ ۳)
(۱ ۲)	(۲ ۲)	(۳ ۲)	(۴ ۲)
(۱ ۱)	(۲ ۱)	(۳ ۱)	(۴ ۱)

شکل ۷-۴: مدل بلوکی ۲ بعدی متشکل از ۱۶ بلوک

در این مثال برای کارگاه مورد نظر بلوک‌های با مختصات (۱ ۱)، (۳ ۳)، (۲ ۱)، (۳ ۱)، (۱ ۲)، (۲ ۲)، (۳ ۲)، (۱ ۳) و (۲ ۳) در شرط رابطه (۳-۴) صدق می‌کنند. که در شکل (۸-۴)، این محدوده نشان داده شده است.



(۱ ۴)	(۲ ۴)	(۳ ۴)	(۴ ۴)
(۱ ۳)	(۲ ۳)	(۳ ۳)	(۴ ۳)
(۱ ۲)	(۲ ۲)	(۳ ۲)	(۴ ۲)
(۱ ۱)	(۲ ۱)	(۳ ۱)	(۴ ۱)

شکل ۸-۴: کارگاه محتمل ۱ (بلوک آغازین این کارگاه (۱ ۱) و بلوک انتهایی کارگاه (۳ ۳) است).

در ادامه، الگوریتم یک واحد به مقدار z اضافه کرده و مختصات (۱ ۲) را به عنوان بلوک آغازین دومین کارگاه محتمل در نظر می‌گیرد و بلوک انتهایی کارگاه ۲ همانند مرحله قبل، بلوک (۳ ۴) انتخاب می‌شود. سپس تمامی بلوک‌های داخل این دو مختصات به عنوان عضوی از کارگاه ۲ در نظر گرفته می‌شوند. این روند تا زمانی که تمامی کارگاه‌های محتمل تولید شوند ادامه خواهد یافت. بنابراین، در این مثال، ۴ کارگاه محتمل را می‌توان تولید کرد.

۴-۳-۴- تولید مجموعه کارگاه‌های غیرهمپوشان

الگوریتم‌های پیشین از جمله الگوریتم کارگاه و شناور، مشکل همپوشانی کارگاه‌ها را هنگام تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی دارند. بدین صورت که ارزش کلی محدوده در برخی از بلوک‌ها شاید چندین بار محاسبه شده است که نتایج درستی را به دنبال نخواهد داشت. بنابراین، انتخاب مجموعه‌ای از کارگاه‌های احتمالی که هیچ‌گونه همپوشانی با یکدیگر نداشته باشند مد نظر این الگوریتم خواهد بود. به منظور تعیین محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی، طبق الگوریتم شکل (۴-۹)، ابتدا کارگاه‌های محتمل با ارزش اقتصادی منفی از روند کار حذف شده و تنها کارگاه‌های با ارزش اقتصادی مثبت وارد مرحله بعد می‌شوند. سپس، تمامی مجموعه‌های ممکن که حاوی کارگاه‌های غیر همپوشان هستند، تولید می‌شوند. بدین منظور مجموعه F_k که اعضای آن مجموعه‌ای از کارگاه‌های غیرهمپوشان است در نظر گرفته می‌شود. مجموعه F_u نیز عضوی از مجموعه F_k است که بیشترین ارزش اقتصادی را دارد. مراحل الگوریتم تولید مجموعه‌ای از کارگاه‌های غیر همپوشان به شرح زیر است:

- (۱) وارد کردن اطلاعات مربوط به کارگاه‌های محتمل با ارزش اقتصادی مثبت
- (۲) تولید دو مجموعه تهی F_k و F_u و تکرار مراحل ۳ تا ۸ برای هر کارگاه محتمل
- (۳) تکرار مراحل ۴ تا ۸ به ازای هر V_k عضو مجموعه F_k
- (۴) تولید مجموعه تهی T_k
- (۵) تولید مجموعه تهی V_k' و افزودن کارگاه S به آن و ترکیب مجموعه‌های V_k و V_k' به شرطی که کارگاه‌ها با یکدیگر همپوشانی نداشته باشند.
- (۶) تولید مجموعه تهی V_k'' و افزودن کارگاه S به آن
- (۷) افزودن تمامی مجموعه‌های V_k ، V_k' و V_k'' به مجموعه T_k
- (۸) افزودن مجموعه T_k به مجموعه F_u

۹) انتخاب مجموعه‌ای از کارگاه‌ها از مجموعه F_k با بیشترین ارزش اقتصادی به‌عنوان محدوده بهینه.

نکته قابل توجه در این الگوریتم، مرحله ورود اعضای مجموعه F_k به مرحله ۳ است. که در شکل (۴-۹) به صورت رنگی مشخص شده، است. علیرغم اینکه در این پایان‌نامه به دلیل کوچک بودن مسئله از هیچ‌کدام از استراتژی به کار گرفته نشده است، اما با بزرگ شدن مسئله و کارگاه‌های محتمل زیاد برای معادن خیلی بزرگ، مدت‌زمان حل مسئله به‌صورت نمایی افزایش پیدا می‌کند. لذا برای کاهش مدت‌زمان حل مسئله، ۳ استراتژی به این الگوریتم اضافه شده است. که در ادامه به شرح هر یک از این استراتژی‌ها پرداخته می‌شود:

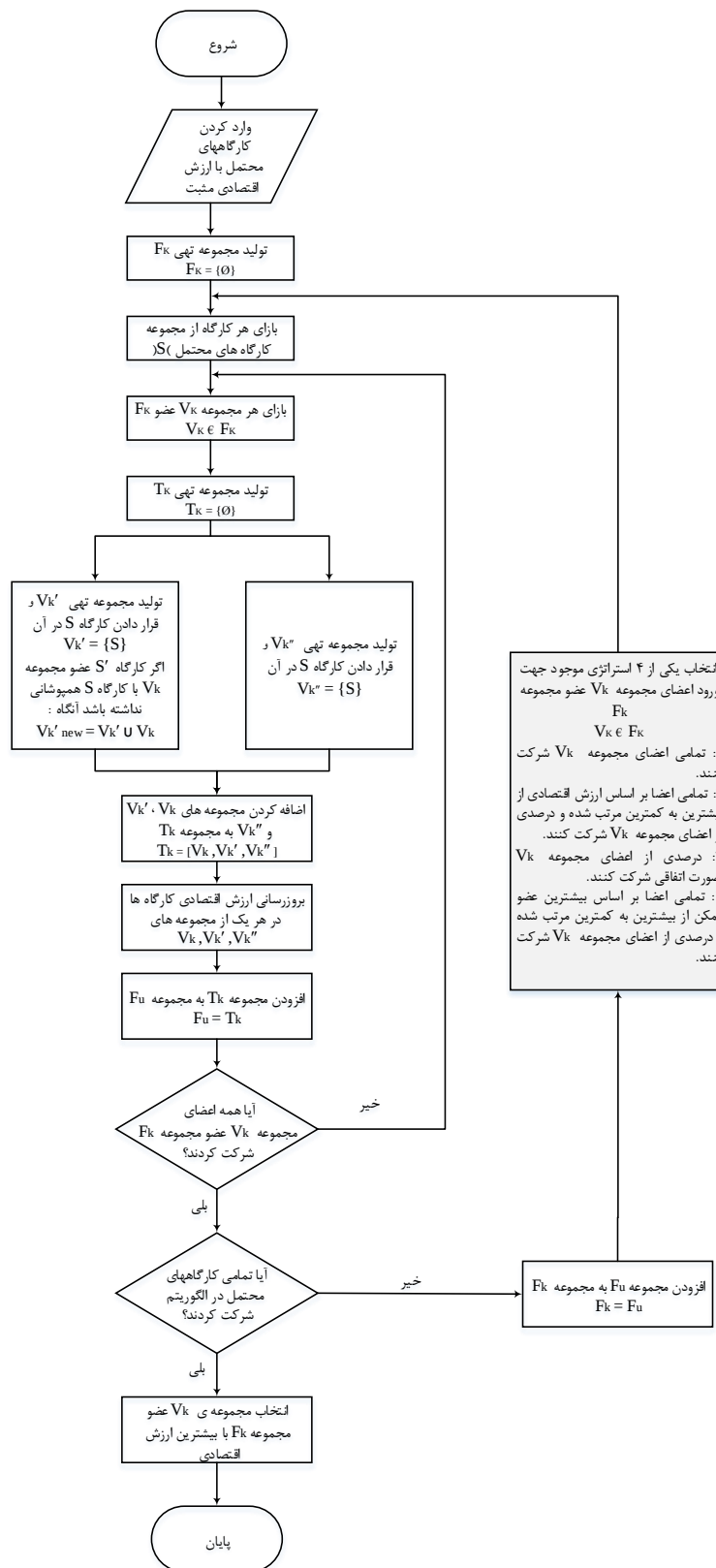
۱) اولین استراتژی، مرتب کردن اعضای مجموعه F_k از بیشترین ارزش اقتصادی به کمترین ارزش اقتصادی و انتخاب درصد معینی از اعضای مجموعه است.

با انتخاب استراتژی اول، مجموعه‌های زیرین به دلیل ارزش اقتصادی پایین‌تر از روند الگوریتم خارج می‌شوند. اما، ممکن است همین مجموعه‌های حذف شده با مشارکت کارگاه‌های غیر همپوشان به تولید مجموعه‌هایی با ارزش بیشتری نسبت به قبل برسند. لذا، دو استراتژی ۲ و ۳ نیز که بیشتر جنبه احتمالاتی دارند را می‌توان به کار برد.

۲) انتخاب درصد خاصی از اعضای مجموعه F_k به‌صورت اتفاقی (رندم)

۳) انتخاب درصد خاصی از اعضای مجموعه F_k بر اساس اولویت تعداد اعضا (کارگاه)

برای درک بهتر از نحوه تولید تمامی مجموعه‌های کارگاه‌های غیرهمپوشان در یک بلوک ماده معدنی شکل (۴-۷) را مجدداً در نظر می‌گیریم.



شکل 4-9: الگوریتم تولید مجموعه کارگاه‌های غیرهمپوشان

در این شکل، مدل بلوکی متشکل از ۱۶ بلوک ماده معدنی که اعداد داخل پرانتز نشانگر مختصات هر بلوک است، در حالت دو بعدی نشان داده شده است. با در نظر گرفتن ابعاد 2×2 برای هر کارگاه، ۹ کارگاه محتمل را می‌توان داخل بلوک ماده معدنی تولید کرد. در جدول (۴-۱)، مشخصات تمامی این کارگاه‌های محتمل از جمله مختصات بلوک آغازین و انتهایی هر کارگاه و ارزش اقتصادی آن فرض شده است.

جدول ۴-۱: مشخصات و ارزش اقتصادی هر یک از کارگاه‌ها

شماره کارگاه	کارگاه (S)	بلوک آغازین کارگاه	بلوک انتهایی کارگاه	ارزش اقتصادی (دلار)
۱	S ₁	(۱ ۱)	(۲ ۲)	۲
۲	S ₂	(۲ ۱)	(۳ ۲)	۴
۳	S ₃	(۳ ۱)	(۴ ۲)	۵
۴	S ₄	(۱ ۲)	(۲ ۳)	-۲
۵	S ₅	(۲ ۲)	(۳ ۳)	۳
۶	S ₆	(۳ ۲)	(۴ ۳)	-۱
۷	S ₇	(۱ ۳)	(۲ ۴)	-۳
۸	S ₈	(۲ ۳)	(۳ ۴)	۴
۹	S ₉	(۳ ۳)	(۴ ۴)	۱

در ابتدای الگوریتم، بایستی تمامی کارگاه‌های محتمل با ارزش اقتصادی منفی (کارگاه‌های شماره ۴، ۶ و ۷) حذف شوند. بنابراین، در این مثال فقط کارگاه‌های شماره ۱، ۲، ۳، ۵، ۸، ۹ به عنوان ورودی الگوریتم در نظر گرفته می‌شوند. سپس کارگاه ۱ به عنوان اولین کارگاه مثبت وارد روند الگوریتم می‌شود. با در نظر گرفتن ۳ مجموعه تهی F_k ، F_u و T_k ، الگوریتم به دلیل اینکه هنوز کارگاهی از قبل وارد الگوریتم

نشده است، این مجموعه‌های تهی را با کارگاه ۱ پر می‌کند:

For S_1 :

$$F_k = \{\} \quad T_k = \{\} \quad V_k \in F_k = \{\} \quad F_u = \{\}$$

$$V_{k'} = \{S_1\} \quad V_{k''} = \{S_1\} \quad T_k = \{\{S_1\}\} \quad F_u = \{\{S_1\}\} \quad F_k = \{\{S_1\}\}$$

سپس، کارگاه ۲ وارد الگوریتم می‌شود. از آنجایی که کارگاه ۱ (S_1) از مرحله قبل وارد مجموعه F_k شده است و $V_k = \{S_1\}$ است، کارگاه ۱ و ۲ از لحاظ همپوشانی با یکدیگر بررسی می‌شوند. از آنجاییکه، این دو کارگاه در بلوک‌های (۲ ۱) و (۲ ۲) مشترک هستند، این دو کارگاه نمی‌توانند در یک مجموعه کنار یکدیگر ظاهر شوند:

For S_2 :

$$V_k = \{S_1\} \in F_k \quad T_k = \{\} \quad V_{k'} = \{S_2\}$$

$$V_{k''} = \{S_2\} \quad T_k = \{\{S_1\}, \{S_2\}\} \quad F_u = \{\{S_1\}, \{S_2\}\} = F_k$$

در ادامه الگوریتم، کارگاه ۳ وارد الگوریتم می‌شود. از آنجایی که کارگاه ۱ و ۲ (S_1 و S_2) از مرحله قبل وارد مجموعه F_k شده است و $V_k = \{\{S_1\}, \{S_2\}\}$ است، کارگاه ۳ با هر دو کارگاه ۱ و ۲ از لحاظ همپوشانی با یکدیگر بررسی می‌شوند. از آنجاییکه، این کارگاه با کارگاه ۲ در بلوک‌های (۳ ۱) و (۳ ۲) مشترک هستند، این دو کارگاه نمی‌توانند در یک مجموعه کنار یکدیگر ظاهر شوند. اما با بررسی دو کارگاه ۳ و ۱ متوجه می‌شویم که این دو کارگاه هیچ بلوک مشترکی با یکدیگر ندارند. بنابراین، این دو کارگاه را می‌توان در یک مجموعه کنار یکدیگر ($\{S_1, S_3\}$) قرار داد:

For S_3

For $V_k = \{S_1\}$

$$T_k = \{\} \quad V_{k'} = \{S_3\} \quad V_{k'new} = \{S_1, S_3\}$$

$$V_{k''} = \{S_3\} \quad T_k = \{\{S_1\}, \{S_2\}, \{S_1, S_3\}\} = F_u$$

For $V_k = \{S_2\}$ $T_k = \{\} \quad V_{k'} = \{S_3\}$

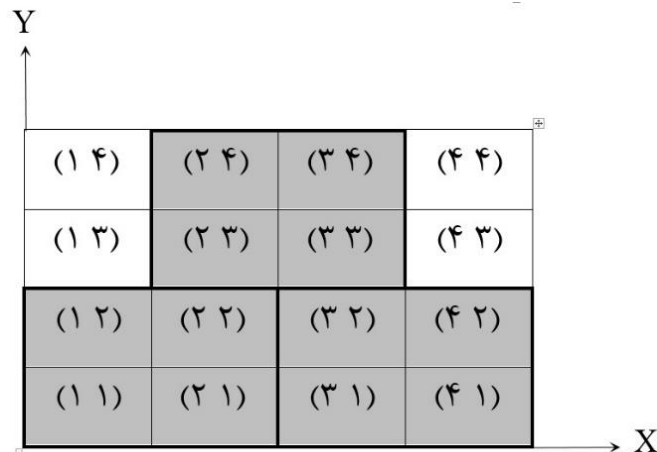
$$V_{k''} = \{S_3\} \quad T_k = \{\{S_3\}, \{S_2\}\} \quad F_u = \{\{S_1\}, \{S_2\}, \{S_3\}, \{S_1, S_3\}\} = F_k$$

این روند برای باقی کارگاه‌ها نیز تکرار می‌شود تا همه مجموعه‌های ممکن ساخته شوند. پس از اتمام تمامی مراحل، مجموعه F_k متشکل از ۱۵ مجموعه منحصر به فرد بوجود می‌آید که در جدول (۲-۴)، اعضای این مجموعه با ارزش اقتصادی مربوطه آورده شده است.

جدول ۲-۴: مشخصات و ارزش اقتصادی هر یک از مجموعه‌های محدوده نهایی

ارزش اقتصادی (دلار)	مجموعه F_k
۲	$\{S_1\}$
۴	$\{S_2\}$
۵	$\{S_3\}$
۳	$\{S_5\}$
۴	$\{S_8\}$
۱	$\{S_9\}$
۶	$\{S_1, S_8\}$
۸	$\{S_2, S_8\}$
۹	$\{S_3, S_8\}$
۳	$\{S_1, S_9\}$
۵	$\{S_2, S_9\}$
۶	$\{S_3, S_9\}$
۱۱	$\{S_1, S_3, S_8\}$
۷	$\{S_1, S_3\}$
۸	$\{S_1, S_3, S_9\}$

همانگونه که از این جدول قابل مشاهده است، مجموعه‌ی $\{S_1, S_3, S_8\}$ با ارزش ۱۱ دلار، بیشترین ارزش اقتصادی را در بین تمامی حالات ممکن داراست. بنابراین، به عنوان محدوده بهینه نهایی معدن زیرزمینی انتخاب می‌شود. در شکل (۴-۱۰)، این محدوده متشکل از ۱۲ بلوک نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۰: محدوده بهینه نهایی متشکل از ۱۲ بلوک

۴-۴- توسعه برنامه کامپیوتری

محققین مختلفی برای تعیین محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی، برنامه‌های کامپیوتری را مرتبط با الگوریتم ارائه شده توسط خودشان توسعه داده‌اند. در جدول (۴-۳)، خلاصه‌ای از برنامه‌های توسعه داده شده توسط این محققین آورده شده است. در این پایان‌نامه، به منظور تسهیل و اجرای الگوریتم ارائه شده در بخش قبل، یک برنامه کامپیوتری کاربر دوست با عنوان SLO3D در محیط برنامه‌نویسی C# و با استفاده از SQL-Server طراحی شد که در شکل (۴-۱۱) آورده شده است. این برنامه کامپیوتری از سه قسمت اصلی تولید مدل بلوکی اقتصادی، تولید کارگاه‌های محتمل، انتخاب مجموعه‌ای از کارگاه‌های محتمل غیر همپوشان با بیشترین ارزش اقتصادی به عنوان جواب بهینه تشکیل شده است.

جدول ۴-۳: برنامه‌های کامپیوتری توسعه یافته توسط محققین مختلف

محقق	برنامه کامپیوتری	الگوریتم مورد استفاده	منطق ریاضی	بعد
(Riddle 1997)	Fortran	برنامه‌ریزی پویا	بلی	دو بعدی
(Alford 1995)	Datamine	کارگاه شناور	خیر	سه بعدی
(Ovanic & Young 1999)	LINGO	شاخه و حد	بلی	یک بعدی
(Ataee-pour 2000)	SLO	با ارزش‌ترین همسایگی	خیر	سه بعدی
(جلالی ۱۳۸۵)	SBO	OLIPS	بلی	دو بعدی
(Topal and Sens 2010)	MATLAB	ابتکاری	خیر	سه بعدی
(جلالی و همکاران ۱۳۹۵)	GOUMA-CP	GOUMA	بلی	دو بعدی

در قسمت اول، با وارد کردن پارامترهای اقتصادی ارزش اقتصادی، فلز محتوی و تناژ مربوط به هر بلوک محاسبه می‌شود. سپس، با تعیین تعداد بلوک‌ها در سه راستای z, y, x (ابعاد کارگاه)، تمامی کارگاه‌های محتمل با مجموع ارزش اقتصادی هر کارگاه محاسبه شده و در دو قسمت تعداد کارگاه‌های با ارزش اقتصادی مثبت و منفی نمایش داده می‌شود. در قسمت نهایی با توجه به بزرگ بودن مسئله، استراتژی مناسب و درصد مشارکت کارگاه‌های محتمل غیر همپوشان در مجموعه‌های تولیدشده محدوده بهینه استخراج زیرزمینی محاسبه و شماره کارگاه‌های موجود در محدوده با ارزش اقتصادی به نمایش درمی‌آیند (Sotoudeh et al. 2017).

۴-۵- پیاده‌سازی الگوریتم

در این قسمت ابتدا یک مدل دو بعدی فرضی برای درک واقعی‌تر از تمامی مراحل الگوریتم انتخاب شده است و محدوده نهایی استخراج زیرزمینی بر روی آن، طبق الگوریتم و با استفاده از برنامه کامپیوتری SLO3D انجام شده است.

شکل ۴-۱۱: برنامه کامپیوتری تعیین محدوده بهینه استخراج معادن زیرزمینی (Sotoudeh et al. 2017)

سپس، این الگوریتم در فضای سه بعدی، بر روی تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه-سازی در فصل قبل، به منظور جانمایی کارگاه‌های استخراج و آماده‌سازی آن برای برنامه‌ریزی تولید و تعیین توالی استخراج آن‌ها اجرا شده است و نتایج آن مورد مقایسه قرار گرفته است.

۴-۵-۱- مثال دو بعدی

در شکل (۴-۱۲)، مدل بلوکی عیاری عنصر مربوط به مس متشکل از ۴۲ بلوک (۷ بلوک در راستای محور X و ۶ بلوک در راستای محور Y) نشان می‌دهد. با احتساب پارامترهای اقتصادی زیر:

- قیمت ماده معدنی : ۸۰۰۰ دلار بر تن

- مجموع هزینه‌های معدنکاری و فراوری : ۳۵ دلار بر تن
- هزینه ذوب و تصفیه : ۱۷۰ دلار بر تن
- بازده : ۹۰ درصد

عیار حد برابر ۰/۵ درصد بدست می‌آید. لذا، بلوک‌های ماده معدنی با رنگ سفید و بلوک‌های باطله بصورت رنگی مشخص شده‌اند. بنابراین با توجه به رابطه ۱، مقدار ارزش اقتصادی بلوک‌ها از ۹۳۷۵- دلار تا ۸۱۹۵۰ دلار متغیر خواهد بود. مدل بلوکی اقتصادی مربوط به این مدل بلوکی در شکل (۴-۱۳) نشان داده شده است.

۰/۰۳۲	۰/۰۰۴	۱/۵۳۸	۰/۷۸۶	۰/۲۷۴	۰/۰۰۳	۰/۰۱۲
۰/۰۰۱	۰/۰۰۲	۰/۳۵۶	۰/۰۰۱	۱/۲۱۴	۰/۰۰۱	۰/۳۹۷
۱/۵۲۱	۰/۰۰۱	۰/۰۰۳	۰/۲۳۴	۰/۶۸۱	۰/۷۶۶	۰/۰۰۱
۰/۳۸۶	۰/۰۰۲	۱/۳۲۵	۴/۲۱۸	۰/۲۷۶	۰/۰۰۹	۰/۰۲۱
۰/۳۲۸	۰/۵۹۱	۰/۰۰۱	۰/۳۱۵	۰/۰۸۲	۳/۴۵۱	۰/۰۵۲
۰/۱۳۴	۰/۰۰۳	۰/۹۷۲	۰/۰۵۲	۰/۹۷۷	۰/۰۰۱	۱/۸۷۶

شکل ۴-۱۲: مدل بلوکی عیاری مس (٪)

تعداد ۲۰ کارگاه محتمل را با ابعاد ۳×۳ می‌توان ساخت که از این تعداد، کارگاه‌های ۱، ۶، ۱۱، ۱۵، ۱۶، ۱۷، ۱۹ و ۲۰ ارزش اقتصادی منفی دارند. اشکال این کارگاه‌ها در شکل (۴-۱۴) و مشخصات آن‌ها در جدول (۴-۴) آورده شده است.

-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	۲۲۹۳۲	۶۳۷۱	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵
-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	۱۵۷۹۷	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵
۲۲۵۵۸	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	۴۰۵۹	۵۹۳۱	-۹۳۷۵
-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	۱۸۲۴۱	۸۱۹۵۰	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵
-۹۳۷۵	۲۰۷۷	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	۶۵۰۶۰	-۹۳۷۵
-۹۳۷۵	-۹۳۷۵	۱۰۴۶۷	-۹۳۷۵	۱۰۵۷۷	-۹۳۷۵	۳۰۳۷۵

شکل ۴-۱۳: مدل بلوکی اقتصادی مس (دلار)

جدول ۴-۴: عیار متوسط و ارزش اقتصادی کارگاه‌ها

شماره کارگاه	عیار متوسط (%)	ارزش اقتصادی (دلار)
۱	۰/۴۲	- ۲۵۴۶۳/۳۲۵
۲	۰/۸۳	۶۵۸۶۲/۴۴۳۷
۳	۰/۹۱	۷۴۳۶۲/۸۸۷۵
۴	۱/۰۴	۱۰۱۳۳۸/۶۳۱۳
۵	۰/۷۵	۴۹۷۶۳/۴
۶	۰/۴۵	- ۱۲۷۳۳/۶۲۸
۷	۰/۸۳	۶۲۴۲۷/۰۳۱۲
۸	۰/۹۱	۴۸۰۰۱/۶۵
۹	۱/۱۱	۱۱۰۱۲۶/۴۱۲۵
۱۰	۰/۶۸	۳۴۵۶۹/۳۵۹۳
۱۱	۰/۴۹	- ۸۴۱۸/۳۹۳۷
۱۲	۰/۷۷	۵۰۹۷۴/۶۰۳۱
۱۳	۰/۹۲	۷۳۱۷۳/۷۰۶۲
۱۴	۰/۸۲	۶۰۸۶۳/۴۷۸۱
۱۵	۰/۴۶	- ۱۴۶۹۳/۵۷۵
۱۶	۰/۴۷	- ۳۷۲۷/۷۳۴۳
۱۷	۰/۴۲	- ۱۹۹۱۳/۸۲۵
۱۸	۰/۵۷	۲۲۸۵/۲۹۰۶
۱۹	۰/۴۴	- ۱۴۷۱۵/۵۹۶
۲۰	۰/۴۶	- ۱۴۶۹۳/۵۷۵

در نهایت با استفاده از الگوریتم مربوط به شکل (۴-۹)، کارگاه‌های ۲، ۵ و ۱۸ متشکل از ۲۲ بلوک

در محدوده بهینه معدنکاری زیرزمینی با ارزش ۱۱۷۹۱۱ دلار جانمایی شده‌اند که در شکل (۴-۱۵)

این محدوده رنگی نشان داده شده است.

۰/۲۷۶	۰/۰۰۹	۰/۰۲۱
۰/۰۸۲	۳/۴۵۱	۰/۰۵۲
۰/۹۷۷	۰/۰۰۱	۱/۸۷۶

کارگاه ۵

۴/۲۱۸	۰/۲۷۶	۰/۰۰۹
۰/۳۱۵	۰/۰۸۲	۳/۴۵۱
۰/۰۵۲	۰/۹۷۷	۰/۰۰۱

کارگاه ۴

۱/۳۲۵	۴/۲۱۸	۰/۲۷۶
۰/۰۰۱	۰/۳۱۵	۰/۰۸۲
۰/۹۷۷	۰/۰۵۲	۰/۹۷۷

کارگاه ۳

۰/۰۰۲	۱/۳۲۵	۴/۲۱۸
۰/۵۹۱	۰/۰۰۱	۰/۳۱۵
۰/۰۰۳	۰/۹۷۷	۰/۰۵۲

کارگاه ۲

۰/۳۸۶	۰/۰۰۲	۱/۳۲۵
۰/۳۲۸	۰/۵۹۱	۰/۰۰۱
۰/۱۳۴	۰/۰۰۳	۰/۹۷۷

کارگاه ۱

۰/۶۸۱	۰/۷۶۶	۰/۰۰۱
۰/۲۷۶	۰/۰۰۹	۰/۰۲۱
۰/۰۸۲	۳/۴۵۱	۰/۰۵۲

کارگاه ۱۰

۰/۲۳۴	۰/۶۸۱	۰/۷۶۶
۴/۲۱۸	۰/۲۷۶	۰/۰۰۹
۰/۳۱۵	۰/۰۸۲	۳/۴۵۱

کارگاه ۹

۰/۰۰۳	۰/۲۳۴	۰/۶۸۱
۱/۳۲۵	۴/۲۱۸	۰/۲۷۶
۰/۰۰۱	۰/۳۱۵	۰/۰۸۲

کارگاه ۸

۰/۰۰۱	۰/۰۰۳	۰/۲۳۴
۰/۰۰۲	۱/۳۲۵	۴/۲۱۸
۰/۵۹۱	۰/۰۰۱	۰/۳۱۵

کارگاه ۷

۱/۵۲۱	۰/۰۰۱	۰/۰۰۳
۰/۳۸۶	۰/۰۰۲	۱/۳۲۵
۰/۳۲۸	۰/۵۹۱	۰/۰۰۱

کارگاه ۶

۱/۲۱۴	۰/۰۰۱	۰/۳۹۷
۰/۶۸۱	۰/۷۶۶	۰/۰۰۱
۰/۲۷۶	۰/۰۰۹	۰/۰۲۱

کارگاه ۱۵

۰/۰۰۱	۱/۲۱۴	۰/۰۰۱
۰/۲۳۴	۰/۶۸۱	۰/۷۶۶
۴/۲۱۸	۰/۲۷۶	۰/۰۰۹

کارگاه ۱۴

۰/۳۵۶	۰/۰۰۱	۱/۲۱۴
۰/۰۰۳	۰/۲۳۴	۰/۶۸۱
۱/۳۲۵	۴/۲۱۸	۰/۲۷۶

کارگاه ۱۳

۰/۰۰۲	۰/۳۵۶	۰/۰۰۱
۰/۰۰۱	۰/۰۰۳	۰/۲۳۴
۰/۰۰۲	۱/۳۲۵	۴/۲۱۸

کارگاه ۱۲

۰/۰۰۱	۰/۰۰۲	۰/۳۵۶
۱/۵۲۱	۰/۸۱۶	۰/۰۰۳
۰/۳۸۶	۰/۰۰۲	۱/۳۲۵

کارگاه ۱۱

۰/۲۷۴	۰/۰۰۳	۰/۰۱۲
۱/۲۱۴	۰/۰۰۱	۰/۳۹۷
۰/۶۸۱	۰/۷۶۶	۰/۰۰۱

کارگاه ۲۰

۰/۷۸۶	۰/۲۷۴	۰/۰۰۳
۰/۰۰۱	۱/۲۱۴	۰/۰۰۱
۰/۲۳۴	۰/۶۸۱	۰/۷۶۶

کارگاه ۱۹

۱/۵۳۸	۰/۷۸۶	۰/۲۷۴
۰/۳۵۶	۰/۰۰۱	۱/۲۱۴
۰/۰۰۳	۰/۲۳۴	۰/۶۸۱

کارگاه ۱۸

۰/۰۰۴	۱/۵۳۸	۰/۷۸۶
۰/۰۰۲	۰/۳۵۶	۰/۰۰۱
۰/۰۰۱	۰/۰۰۳	۰/۲۳۴

کارگاه ۱۷

۰/۰۳۲	۰/۰۰۴	۱/۵۳۸
۰/۰۰۱	۰/۰۰۲	۰/۳۵۶
۱/۵۲۱	۰/۸۱۶	۰/۰۰۳

کارگاه ۱۶

شکل ۴-۱۴: تمامی کارگاه‌های محتمل در مدل بلوکی دو بعدی

۰/۰۳۲	۰/۰۰۴	۱/۵۳۸	۰/۷۸۶	۰/۲۷۴	۰/۰۰۳	۰/۰۱۲
۰/۰۰۱	۰/۰۰۲	۰/۳۵۶	۰/۰۰۱	۱/۲۱۴	۰/۰۰۱	۰/۳۹۷
۱/۵۲۱	۰/۰۰۱	۰/۰۰۳	۰/۲۳۴	۰/۶۸۱	۰/۷۶۶	۰/۰۰۱
۰/۳۸۶	۰/۰۰۲	۱/۳۲۵	۴/۲۱۸	۰/۲۷۶	۰/۰۰۹	۰/۰۲۱
۰/۳۲۸	۰/۵۹۱	۰/۰۰۱	۰/۳۱۵	۰/۰۸۲	۳/۴۵۱	۰/۰۵۲
۰/۱۳۴	۰/۰۰۳	۰/۹۷۲	۰/۰۵۲	۰/۹۷۷	۰/۰۰۱	۱/۸۷۶

شکل ۴-۱۵: محدوده بهینه استخراج (۳ کارگاه)

۴-۵-۲- مدل سه بعدی (رگه معدنی)

در این بخش از پایان‌نامه، با استفاده از الگوریتم ارائه شده در بخش قبل، و با در نظر گرفتن پارامترهای اقتصادی مربوط به جدول (۴-۵)، محدوده معدنکاری زیرزمینی برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی صورت گرفته است. با در نظر گرفتن ابعاد $۱۰ \times ۴ \times ۵$ (۵۰ متر در راستای محور X، ۲۰ متر در راستای محور Y و ۲۵ متر در راستای محور Z) بلوک برای هر کارگاه، ۱۱۳۶ کارگاه محتمل برای هر مدل بلوکی تولید می‌شود. سپس با استفاده از الگوریتم مربوط به تشکیل مجموعه‌های حاوی کارگاه‌های غیرهمپوشان در نرم‌افزار SLO3D، محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق بدست آمده از شبیه‌سازی زمین‌آماري مشخص شدند.

برای درک بهتر از محدوده استخراجی و کارگاه‌های به دست آمده از نرم‌افزار، در شکل (۴-۱۶) پلان افقی محدوده معدنکاری زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی در مدل تخمینی و دو تحقق منتخب ۵ و ۱۷ نشان داده شده است. در این محدوده‌ها، قسمت هاشور خورده مربوط به باطله بوده و فاقد ارزش اقتصادی است. در محدوده مدل تخمینی، ۲۴ کارگاه جانمایی شده‌اند. در صورتی که، تعداد کارگاه‌های جانمایی شده در تحقق‌های منتخب ۵ و ۱۷ به ترتیب برابر ۲۸ و ۳۰ کارگاه است. ارزش اقتصادی به دست آمده از تک مدل تخمینی برابر ۱۵/۶ میلیون دلار و برای دو تحقق ۵ و ۱۷ به

ترتیب برابر ۱۴/۷ و ۲۱/۸ میلیون دلار است. با توجه به شکل (۴-۱۶-ج)، قسمت هاشور خورده (باطله) در مدل تخمینی بیشتر از قسمت باطله در دو مدل دیگر است. بنابراین نمی‌توان با تکیه فقط بر یک مقدار به دست آمده از مدل تخمینی، قضاوتی بر میزان ذخیره، ارزش اقتصادی و فلز خالص موجود در مدل بلوکی کرد. بنابراین، کارآیی شبیه‌سازی زمین‌آماري و تأثیر عدم قطعیت عیاری بیشتر احساس می‌شود.

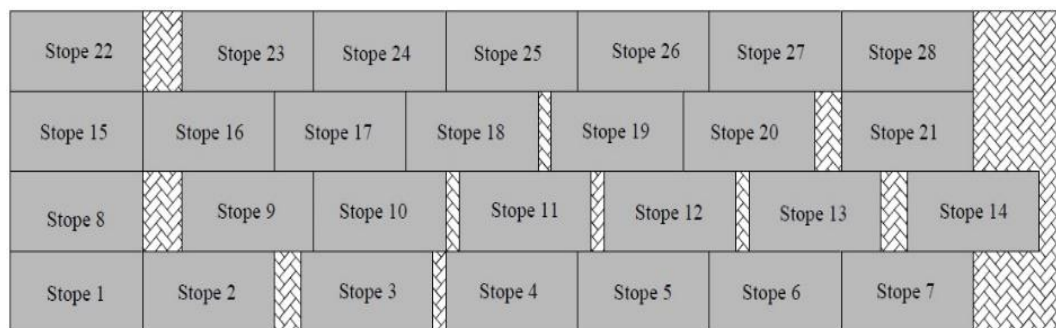
جدول ۴-۵: پارامترهای اقتصادی طراحی محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی

پارامتر	ارزش
هزینه‌های معدنکاری	۲۰ (دلار بر تن ماده معدنی)
هزینه‌های فرآوری	۱۰ (دلار بر تن ماده معدنی)
هزینه ذوب و تصفیه	۹۰ (دلار بر تن فلز)
قیمت مس	۶۵۰۰ (دلار بر تن فلز)
بازده	۹۰٪
عیار حد	۰/۵۲٪

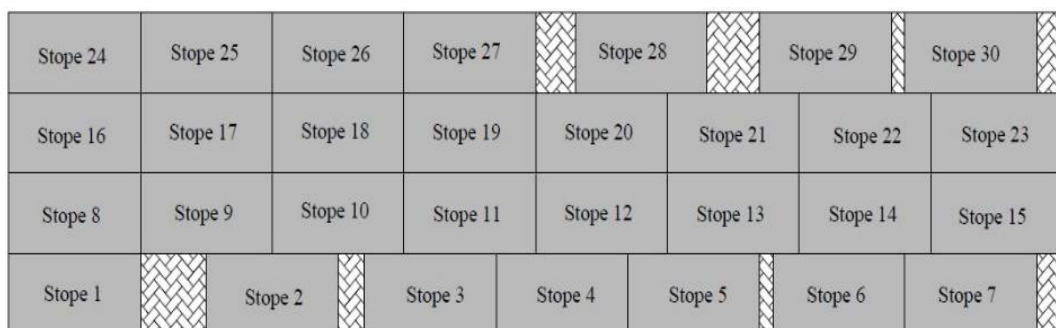
۴-۵-۲-۱- میزان عیار متوسط و کارگاه‌های محدوده معدنکاری زیرزمینی

در شکل‌های (۴-۱۷) و (۴-۱۸)، به ترتیب نمودار عیار متوسط محدوده معدنکاری زیرزمینی و تعداد کارگاه‌های زیرزمینی بدست آمده از روش تخمین‌گر کریجینگ (خط مشکی) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی با فراوانی پارامتر مربوط به خودش و میانگین ارزش مربوط به هر تحقق (خط قرمز) نشان داده شده است. بر اساس نمودارها، تعداد کارگاه‌های استخراج در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده از ۱۲ کارگاه تا ۳۰ کارگاه متغیر است. در حالیکه این مقدار در تک مدل تخمینی برابر ۲۴ کارگاه است. البته قابل ذکر است که با توجه به توزیع عیار داخل کنسار نمی‌توان تنها از روی تعداد کارگاه، پیش‌بینی

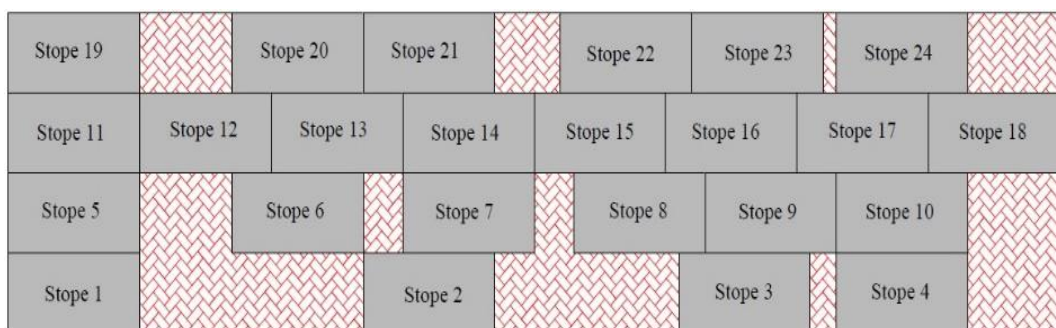
هایی در رابطه با ارزش اقتصادی محدوده معدنکاری کرد. یا به بیان دیگر، تعداد کارگاه‌های بیشتر به منزله ارزش اقتصادی بیشتر نخواهد بود. عیار متوسط محدوده نهایی نیز در مدل تخمینی برابر ۰/۷۰۶ درصد است. در حالیکه این مقدار در تحقق‌های شبیه‌سازی شده از ۰/۵۳۵ درصد تا ۰/۸۷۸ متغیر است.



الف



ب



ج

شکل ۴-۱۶: محدوده معدنکاری و جانمایی کارگاه‌ها؛ الف) تحقق ۵ ب) تحقق ۱۷ ج) کریجینگ



شکل ۴-۱۷: تعداد کارگاه‌های استخراج در تک مدل تخمینی (خط مشکی) و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده

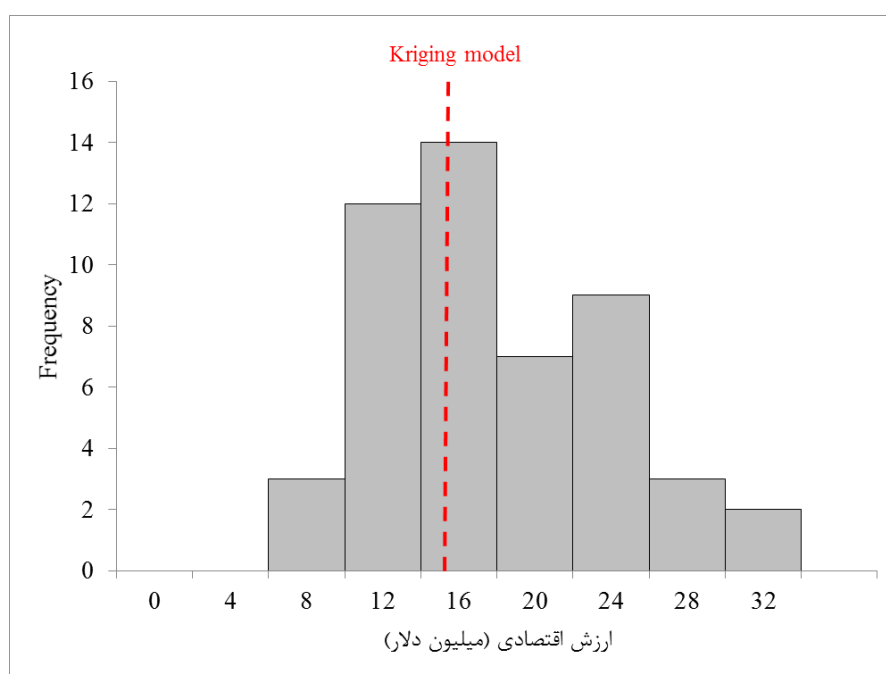


شکل ۴-۱۸: عیار متوسط محدوده در تک مدل تخمینی (خط مشکی) و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده

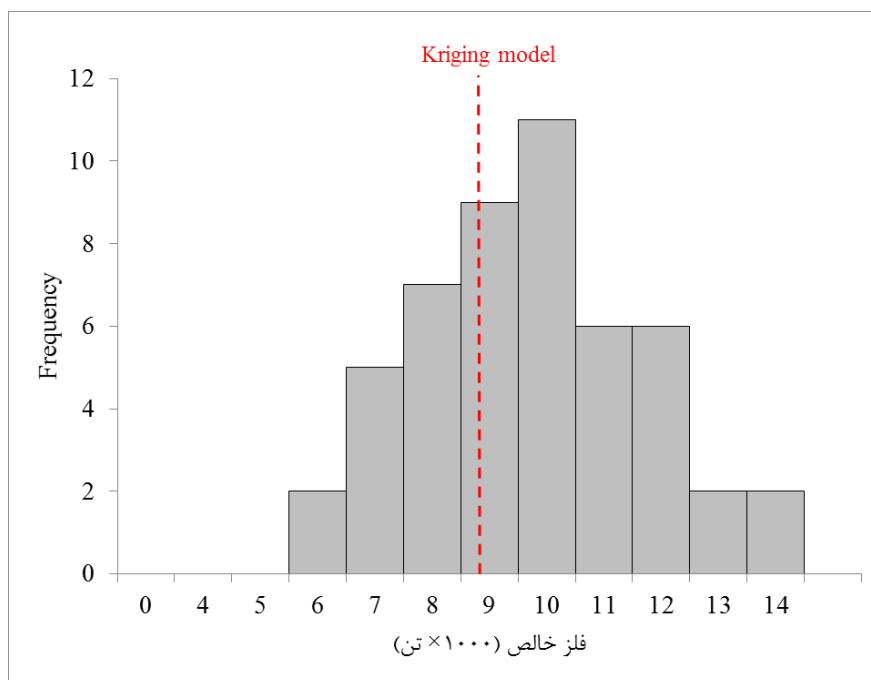
۴-۵-۲-۲- میزان ارزش اقتصادی و تناژ فلز مس محدوده معدنکاری زیرزمینی

در ادامه، به منظور بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار در محدوده نهایی معدنکاری زیرزمینی، به

مقایسه ارزش اقتصادی محدوده و تناژ فلز خالص حاصل از تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده پرداخته شده است. توزیع ارزش اقتصادی و تناژ فلز خالص محدوده به ترتیب در شکل (۴-۱۹) و (۴-۲۰) نشان داده شده است. با توجه نمودار شکل (۴-۱۹)، ارزش اقتصادی تمامی تحقق‌ها از ۶/۷ میلیون دلار در بدترین حالت تا ۳۰/۷ میلیون دلار در بهترین حالت متغیر است. این مقدار برای تک مدل تخمینی که به صورت خط‌چین مشخص شده است، ۱۵/۶۲ میلیون دلار است. همچنین، با توجه به شکل (۴-۲۰)، مقدار فلز خالص مس به دست آمده از ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده بین ۵۲۲۷ تن تا ۱۳۵۸۳ تن متغیر است. این مقدار برای تک مدل تخمینی برابر ۸۹۷۱ تن است. بنابراین با توجه به این تغییرات و بررسی بدترین و بهترین حالات ممکن بدست آمده از شبیه‌سازی زمین‌آماري، باید برنامه‌ریزی های استخراجی را به گونه‌ای تنظیم کرد که تغییرات احتمالی میزان ماده معدنی خللی در یک دوره زمانی نکند.



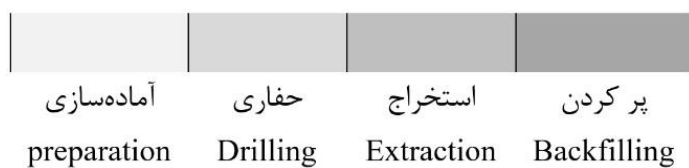
شکل ۴-۱۹: توزیع ارزش اقتصادی محدوده نهایی در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل تخمینی (خط چین)



شکل ۴-۲۰: توزیع تناژ فلز خالص مس در محدوده نهایی در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل تخمینی (خط چین)

۴-۶- برنامه‌ریزی تولید

برنامه‌ریزی تولید هر کارگاه استخراج زیرزمینی، از ۴ فاز متوالی آماده‌سازی، حفاری، استخراج ماده معدنی و پر کردن کارگاه استخراج شده تشکیل شده است که در شکل (۴-۲۱) نشان داده شده است. بدین صورت که با فرض مدت زمان یکسان برای هر فاز استخراجی، اگر آماده‌سازی هر کارگاه در $t=1$ شروع شود، عملیات چالزنی و حفاری در $t=2$ ، استخراج و خالی کردن مواد معدنی آن در $t=3$ و پر کردن کارگاه استخراج شده در $t=4$ انجام خواهد شد.



شکل ۴-۲۱: فازهای معدنکاری کارگاه استخراج زیرزمینی

تمرکز بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی، توالی فعالیت‌های ۴ گانه کارگاه‌ها بر اساس محدودیت‌های فنی و استخراجی به شیوه ایمن و مقرون به صرفه است.

۴-۶-۱- مدل‌سازی ریاضی برنامه‌ریزی تولید

هدف اصلی در برنامه‌ریزی تولید بلند مدت، حداکثرسازی ارزش خالص فعلی (NPV) با در نظر گرفتن محدودیت‌های مربوطه است. برای دستیابی به این هدف، در ابتدا علائم اختصاری و متغیر تصمیم در جدول (۴-۶) و پارامترهای مدل‌سازی ریاضی در جدول (۴-۷) تشریح می‌شوند.

جدول ۴-۶: نشانه‌ها و متغیر تصمیم مدل ریاضی

نشانه‌ها	
s	مشخصه کارگاه استخراج که بازه‌ای بین $S, \dots, 2, 1$ را در برمی‌گیرد. (S تعداد کل کارگاه‌های استخراج است).
r	مشخصه نوع ذخیره که بازه‌ای بین $R, \dots, 2, 1$ را در برمی‌گیرد. (R تعداد کل ذخیره‌های موجود است).
m	مشخصه نوع کانی که بازه‌ای بین $M, \dots, 2, 1$ را در برمی‌گیرد. (M تعداد کل کانی‌های موجود است).
t	بازه زمانی که برنامه‌ریزی در آن انجام می‌شود و بازه‌ای بین $T, \dots, 2, 1$ را در بر می‌گیرد. (T تعداد کل بازه‌های زمانی است).
z	مشخصه نوع ترکیب پرکننده کارگاه استخراج که بازه‌ای بین $Z, \dots, 2, 1$ را در برمی‌گیرد. (Z تعداد کل پرکننده‌ها است).
$p(s, w)$	مجموعه ویژه‌ای از کارگاه‌های مجاور و نزدیک به هم که به دلیل شرایط پایداری نمی‌توانند بصورت همزمان استخراج شوند
متغیر تصمیم	
a_{st}	متغیر تصمیم (0,1) است که اگر کارگاه s در زمان t شروع به استخراج شود، مقدار آن یک و در غیر این صورت برابر با صفر است.

جدول ۴-۷: پارامترهای مورد نیاز مدل‌سازی ریاضی

پارامترها	
ρ_z	چگالی ماده پرکننده کارگاه استخراجی (تن بر مترمکعب)
v_s	حجم کارگاه استخراج S (متر مکعب)
g_{sm}	عیار ماده معدنی m در کارگاه S
MR_{mt}	بازیابی (%) ماده معدنی m در زمان t
ES_s	زودترین زمان شروع استخراج کارگاه S
LS_s	دیرترین زمان شروع استخراج کارگاه S
P_{mt}	قیمت ماده معدنی m در زمان t (دلار بر تن)
N_t	فاکتور ارزش فعلی تنزیل شده که از رابطه $\frac{1}{(1+i)^t}$ محاسبه می‌شود (i نرخ بهره موثر (% است).
T_{st}^{ext}	تناژ ماده معدنی استخراج شده از کارگاه S در زمان t
T_{zst}^{fill}	تناژ ماده پرکننده Z کارگاه استخراج شده S در زمان t
T_t^{hdl}	ظرفیت بارگیری ماده معدنی (تن)
T_{mt}^{met}	تناژ فلز مورد انتظار از ماده معدنی m در زمان t
MT_{zt}^{fill}	حداکثر تناژ ماده پرکننده Z در دسترس در زمان t
FC_s^{ext}	هزینه ثابت استخراج کارگاه S (دلار)
FC_s^{fill}	هزینه ثابت پر کردن کارگاه استخراج شده S (دلار)
VC_s^{ext}	هزینه متغیر استخراج کارگاه S (دلار)
VC_s^{fill}	هزینه متغیر پر کردن کارگاه استخراج شده S (دلار)
CF_s	جریان نقدینگی تنزیل شده (دلار)

با توجه به تعاریف نشانه، متغیر تصمیم و پارامترهای مورد نیاز مدل، مدل‌سازی به صورت زیر

تعریف می‌شود:

۴-۶-۱-۱- تابع هدف مدل ریاضی

هدف از مدل‌سازی مسئله برای بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید و توالی استخراج کارگاه‌های استخراجی، حداکثرسازی ارزش خالص فعلی (NPV) به منظور دستیابی به بیشترین جریان نقدینگی تنزیل شده^۱ (DCF) است. بنابراین تابع هدف این مدل به صورت رابطه (۴-۴) تعریف می‌شود:

$$\text{Maximize } \sum_{s,t} a_{st} \times N_t \times CF_s \quad (4-4)$$

که در این تابع هدف، بیشترین ارزش خالص فعلی (NPV) پروژه از تفریق درآمد تنزیل شده حاصل از استخراج ماده معدنی m از کارگاه s با در نظر گرفتن پارامترهای مورد نظر در زمان t و هزینه‌های متغیر و ثابت تنزیل شده استخراج کارگاه s و پر کردن کارگاه استخراج شده s به دست می‌آید.

۴-۶-۱-۲- محدودیت‌های مدل ریاضی

بطور کلی، محدودیت‌های مدل برنامه‌ریزی ریاضی را می‌توان به ۲ دسته محدودیت‌های استخراجی و زمانی تقسیم کرد.

۱) محدودیت‌های استخراجی

زودترین و دیرترین زمان شروع استخراج هر کارگاه s می‌تواند بخشی از روند بهینه‌سازی در مدل ریاضی اعمال شود. از آنجایی که استخراج و پر کردن تمامی کارگاه‌ها در یک زمان مقرر انجام می‌شود، بایستی توالی فازهای بیان شده در فعالیت‌های ۴ گانه استخراج کارگاه رعایت شود. بطور مثال، در یک بازه زمانی ۸ ماهه، زودترین زمان شروع پر کردن یک کارگاه استخراج شده ماه چهارم و دیرترین زمان پر کردن آن آخر ماه هفتم است. روابط (۴-۵) و (۴-۶) بیانگر این موضوع هستند.

۱ . Discounted Cash Flow

$$\sum_{t=1}^T a_{st} \times t \leq LS_s \quad (5-4)$$

$$\sum_{t=1}^T a_{st} \times t \geq ES_s \quad (6-4)$$

(۲) محدودیت‌های منابع

برای اطمینان از اینکه هر کارگاه فقط یک بار می‌تواند شروع به استخراج شود بایستی مجموع تمامی متغیر تصمیم‌ها a_{st} برابر ۱ باشد (رابطه ۷-۴).

$$\sum_{t=1}^T a_{st} = 1 \quad (7-4)$$

مقدار ماده معدنی استخراج شده در هر بازه زمانی توسط ظرفیت سیستم حمل‌ونقل معدن محدود می‌شود (رابطه ۸-۴).

$$\sum_{s=1}^S a_{st} \times T_{st}^{ext} \leq T_t^{hdl} \quad (8-4)$$

مقدار مواد پرکننده هر کارگاه بایستی برابر با حجم آن کارگاه باشد. همچنین توالی استخراج کارگاه‌ها باید به گونه‌ای باشد که مقدار مواد مورد نیاز برای پر کردن کارگاه‌ها در زمان t از مواد در دسترس بیشتر نباشد. رابطه (۹-۴) بیانگر این محدودیت استخراجی است.

$$\sum_{s=1}^S a_{st} \times T_{st}^{fill} \leq MT_{zst}^{fill} \quad (9-4)$$

رابطه (۱۰-۴)، محدودیت فلز استحصالی از پیش تعیین شده از کارگاه s در زمان t را بیان می‌کند.

$$\sum_{s=1}^S a_{st} \times g_s \times MR_{mt} \times T_{st}^{ext} \leq T_{mt}^{met} \quad (۱۰-۴)$$

پس از خالی کردن ماده معدنی از کارگاه استخراج، باید عملیات پر کردن بدون هیچ وقفه‌ای صورت بگیرد. این امر از خرابی کارگاه‌های مجاور به دلیل وجود تنش‌های بالا جلوگیری می‌کند. همچنین، تولید و استخراج همزمان کارگاه مجاور به دلیل شرایط و محدودیت‌های ژئوتکنیکی نباید صورت بگیرد. بنابراین، از آنجا که موادی که کارگاه استخراج‌شده را پر کرده‌اند ضعیف‌تر از خود سنگ میزان هستند نباید دو کارگاه مجاور شروع به استخراج شوند. رابطه (۱۱-۴) بیانگر این محدودیت است. بنابراین مدل ریاضی ارائه شده بصورت شکل (۲۲-۴) جمع‌بندی می‌شود:

$$a_{st} + a_{wt} \leq 1 \quad (۱۱-۴)$$

۴-۶-۲- پیاده‌سازی مدل

برای نشان دادن مزایای بالقوه و کارایی مدل برنامه‌ریزی تولید ارائه شده، یک مثال، شامل ۹ کارگاه استخراج حاوی سنگ معدن مس در نظر گرفته شده است. پلان افقی کارگاه‌ها در شکل (۲۳-۴) نشان داده شده است. دو رویکرد برنامه‌ریزی دستی (معمولی) و برنامه‌ریزی ریاضی (مدل ساخته شده) با توجه به ویژگی‌ها و محدودیت‌های مورد بحث، بر روی این ۹ کارگاه اعمال شده است و نتایج آن مورد بررسی قرار داده شده است. همانطور که در این شکل نشان داده شده است، ۹ کارگاه با هندسه و حجم یکسان سه به سه در کنار یکدیگر قرار دارند. هزینه‌های تولید و ویژگی‌های هر یک از این کارگاه‌ها در جدول (۸-۴) آورده شده است.

$$\begin{aligned}
 \text{Maximize } & \sum_{s=1}^S \sum_{t=1}^T \sum_{m=1}^M a_{st} \times N_t \times P_{mt} \times g_{sm} \times MR_{mt} \times T_{st}^{ext} \\
 & - \left\{ \sum_{s=1}^S \sum_{t=1}^T a_{st} \times N_t \times VC_s^{ext} \times T_{st}^{ext} \right. \\
 & + \sum_{s=1}^S \sum_{t=1}^T a_{st} \times N_t \times FC_s^{ext} \\
 & + \sum_{s=1}^S \sum_{t=1}^T \sum_{z=1}^Z a_{st} \times N_{t+3} \times VC_s^{fill} \times T_{stz}^{fill} \\
 & \left. + \sum_{s=1}^S \sum_{t=1}^T \sum_{z=1}^Z a_{st} \times N_{t+3} \times FC_s^{fill} \right\}
 \end{aligned}$$

Subject to:

$$\begin{aligned}
 \sum_{t=1}^T a_{st} &= 1 & \forall s \in \{1,2,3, \dots, S\} \\
 \sum_{t=1}^T a_{st} \times t &\leq LS_s & \forall s \in \{1,2,3, \dots, S\} \\
 \sum_{t=1}^T a_{st} \times t &\geq ES_s & \forall s \in \{1,2,3, \dots, S\} \\
 \sum_{s=1}^S a_{st} \times T_{st}^{ext} &\leq T_t^{hdl} & \forall t \in \{1,2,3, \dots, T\} \\
 \sum_{s=1}^S a_{st} \times T_{st}^{fill} &\leq MT_{zst}^{fill} & \forall t \in \{1,2,3, \dots, T\} \\
 & & \forall z \in \{1,2,3, \dots, Z\} \\
 \sum_{s=1}^S a_{st} \times g_s \times MR_{mt} \times T_{st}^{ext} &\leq T_{mt}^{met} & \forall t \in \{1,2,3, \dots, T\} \\
 & & \forall m \in \{1,2,3, \dots, M\} \\
 a_{st} + a_{wt} &\leq 1 & \forall (s, w) \in \text{set } P
 \end{aligned}$$

شکل ۴-۲۲: مدل ریاضی برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی با هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی (NPV)

Stope 7 0.69	Stope 8 0.84	Stope 9 0.79
Stope 4 0.97	Stope 5 0.74	Stope 6 0.70
Stope 1 0.98	Stope 2 0.81	Stope 3 0.87

شکل ۴-۲۳: پلان افقی کارگاه‌های استخراج

جدول ۴-۸: پارامترهای مورد نیاز هر کارگاه برای برنامه‌ریزی تولید

پارامتر مورد نیاز هر کارگاه		مقدار	
حجم کارگاه (m ³)		۲۵۰۰۰	
چگالی ماده معدنی (m ³ /ton)		۲/۵۴	
چگالی ماده پرکننده (m ³ /ton)		۲/۰۵	
بازده (%)		۹۰	
هزینه معدنکاری (ثابت + متغیر) (\$)	کارگاه	استخراج	پر کردن
	۱	۷۶۲۱۰	۲۰۵۰۱۵
	۲	۷۶۲۱۰	۲۰۵۰۱۵
	۳	۷۶۲۱۰	۲۰۵۰۱۵
	۴	۸۲۵۶۲۰	۲۵۶۲۶۵
	۵	۸۲۵۶۲۰	۲۵۶۲۶۵
	۶	۸۲۵۶۲۰	۲۵۶۲۶۵
	۷	۸۸۹۱۲۰	۳۰۷۵۱۵
	۸	۸۸۹۱۲۰	۳۰۷۵۱۵
	۹	۸۸۹۱۲۰	۳۰۷۵۱۵

تمامی این کارگاه‌ها در ۱۴ واحد بازه زمانی با نرخ تنزیل ۱۰٪ برنامه‌ریزی شده‌اند. برای دستیابی به این هدف، آماده‌سازی و استخراج همه کارگاه‌ها، انجام خواهد شد. بنابراین، هر کارگاه مستعد شروع استخراج از زمان ۱ را داراست. آماده‌سازی و حفاری هر کارگاه استخراج در ۱ واحد زمانی، استخراج ماده معدنی آن طی ۱ واحد زمانی و پر کردن کارگاه استخراج شده نیز در ۱ واحد زمانی صورت خواهد پذیرفت. محدودیت‌های توالی استخراج کارگاه‌های مجاور هم به دلیل شرایط پایداری ژئوتکنیکی اعمال شده است.

۴-۶-۲-۱- برنامه‌ریزی دستی

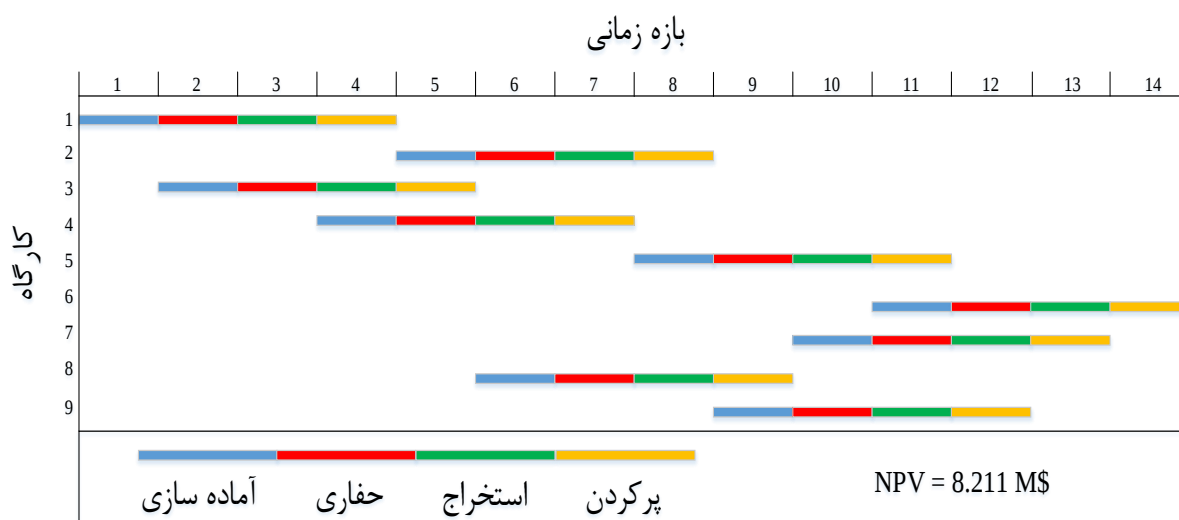
برنامه‌ریزی دستی، بر اساس ورودی‌ها و پارامترهای اولیه، با هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی (NPV) صورت گرفت. بدین صورت که، جریان نقدینگی و بدون در نظر گرفتن نرخ تنزیل برای هر کارگاه با توجه به جدول (۴-۸) بصورت جداگانه محاسبه شد و از بیشترین ارزش به کمترین ارزش رتبه بندی شد که در جدول (۴-۹) نشان داده شده است. همانطور که از این جدول قابل مشاهده است، کارگاه ۱ بیشترین ارزش و کارگاه‌های ۴، ۳، ۲، ۸، ۹، ۵، ۶، ۷ به ترتیب کمترین مقدار را به خود اختصاص داده‌اند. بنابراین در طراحی دستی کارگاه ۱ به عنوان اولین کارگاه استخراج می‌شود. دومین کارگاه، کارگاه ۴ است که باید شروع به استخراج شود. اما از آنجا که این کارگاه در بالای کارگاه ۱ قرار گرفته است نمی‌تواند همزمان با کارگاه ۱ استخراج شود. به همین ترتیب با توجه به محدودیت‌های زمانی و استخراجی، اولویت استخراج هر کارگاه با در نظر گرفتن اجتناب از استخراج همزمان دو کارگاه مجاور مشخص شد. در نهایت، ارزش خالص فعلی (NPV) حاصل از برنامه‌ریزی دستی برابر ۸/۲۱۱ میلیون دلار بود. در جدول (۴-۱۰)، جدول جریان نقدینگی بدست آمده از طراحی دستی برای هر کارگاه به صورت جداگانه نشان داده شده است. در شکل (۴-۲۴) نیز نمودار گانت مربوط به توالی استخراج کارگاه‌ها نشان داده شده است.

جدول ۴-۹: جریان نقدینگی و اولویت استخراجی هر کارگاه

رتبه	جریان نقدینگی (دلار)	کارگاه
۱	۴۰۹۰۶۴۰	۱
۴	۱۳۴۷۴۴۰	۲
۳	۱۵۱۸۸۹۰	۳
۲	۱۶۸۹۸۹۰	۴
۷	۱۰۳۲۶۶۵	۵
۸	۹۱۸۳۶۵	۶
۹	۷۷۵۰۴۰	۷
۵	۱۲۰۳۶۶۵	۸
۶	۱۰۶۰۷۹۰	۹

جدول ۴-۱۰: جدول جریان نقدینگی تنزیل شده کارگاه‌های استخراجی

کارگاه	هزینه آماده سازی و چالزنی	درآمد حاصل از کارگاه	هزینه پرکردن کارگاه	جریان نقدینگی تنزیل شده
۱	-۷۶۲۱۲۰	۲۸۰۰۳۵۰	-۱۵۳۹۶۶/۲۶	۱۸۸۴۲۶۳/۷۴
۲	-۵۲۰۵۲۷/۹۶	۱۵۸۰۸۵۴/۷۲	-۱۰۵۱۷۲/۶۹	۹۵۵۱۵۳/۳۵
۳	-۶۹۲۷۶۷/۰۸	۲۲۵۹۷۹۶/۷۲	-۱۴۰۰۲۵/۲	۱۴۲۷۰۰۴/۴۴
۴	-۶۲۰۰۴۰/۶۲	۲۰۸۱۶۰۳/۰۲	-۱۴۴۵۳۳/۴۶	۱۳۱۷۰۲۸/۹۴
۵	-۴۲۳۵۴۳/۰۶	۱۰۸۴۷۶۴/۱۵	-۹۸۸۰۱/۲۵	۵۶۲۴۱۹/۸۴
۶	-۳۱۸۳۱۲/۲۶	۷۷۱۱۸۲/۹	-۷۴۲۳۰/۸۴	۳۷۸۶۳۹/۸۶
۷	-۳۷۶۹۸۶/۸	۸۳۵۹۹۰/۲	-۹۷۹۸۳/۷۵	۳۶۱۰۱۹/۶۵
۸	-۵۵۲۱۴۳/۵۲	۱۴۹۰۵۸۶/۳	-۱۴۳۶۰۹/۵	۷۹۴۸۳۳/۲۸
۹	-۴۱۵۲۱۹/۰۴	۱۰۵۴۲۱۷/۴	-۱۰۷۷۸۲	۵۳۱۲۱۶/۳۶



شکل ۴-۲۴: توالی استخراج کارگاه‌های استخراج در ۱۴ بازه زمانی (برنامه‌ریزی دستی)

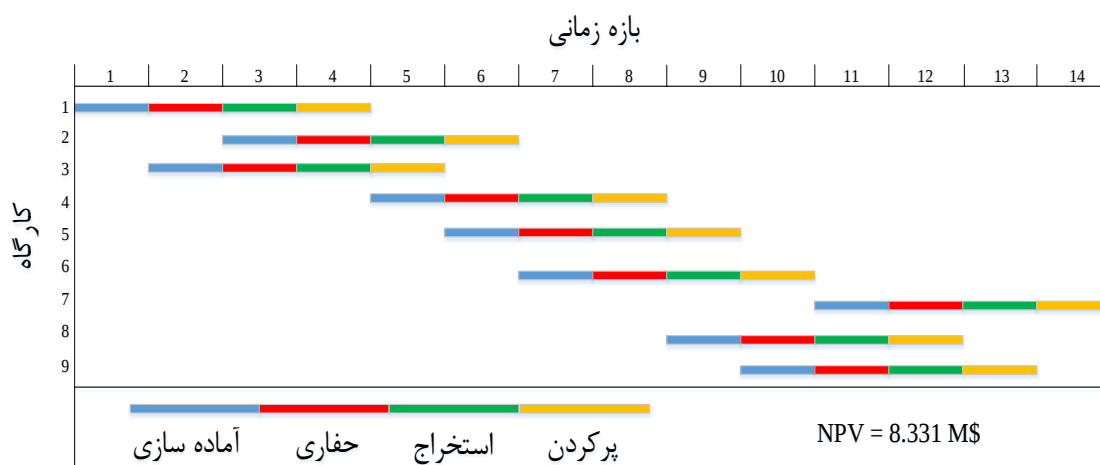
۴-۶-۲-۲- برنامه‌ریزی ریاضی

نرم‌افزارهای زیادی برای حل مسائل بهینه‌سازی و مدل‌های ریاضی مبتنی بر تحقیق در عملیات وجود دارد که از میان آن‌ها نرم‌افزار GAMS و حل‌کننده CPLEX به دلیل سادگی و کاربردوست بودن آن از مقبولیت بیشتری برخوردار است. در این تحقیق نیز از این نرم‌افزار برای برنامه‌نویسی مدل ارائه شده استفاده شده است. در این نرم‌افزار، ابتدا دسته‌ها، پارامترها و متغیر تصمیم به عنوان اجزای سارنده مدل ساخته شده معرفی شدند. پس از معرفی این اجزاء، روابط مربوط به شکل (۴-۲۲) که بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید را انجام می‌دهند، به نرم‌افزار اعمال شدند. در نهایت، با اجرای برنامه و با در نظر گرفتن اجزای مربوط به مثال ارائه شده در بخش قبل، نرم‌افزار گزارشی از نتایج و زمان حل مسئله ارائه می‌دهد. با اجرای مدل در محیط این نرم‌افزار، ارزش خالص فعلی (NPV) بدست آمده از حل مدل ریاضی ۸/۳۳۱ میلیون دلار بدست آمد. در جدول (۴-۱۱)، جدول جریان نقدینگی و ارزش خالص فعلی (NPV) بدست آمده از برنامه‌ریزی ریاضی برای هر کارگاه به صورت جداگانه نشان داده شده است. در شکل (۴-۲۵)

نیز نمودار گانت مربوط به توالی استخراج کارگاه‌ها نشان داده شده است.

جدول ۴-۱۱: جدول جریان نقدینگی تنزیل شده کارگاه‌های استخراجی حاصل از برنامه‌ریزی ریاضی

کارگاه	هزینه آماده سازی و چالزنی	درآمد حاصل از کارگاه	هزینه پرکردن کارگاه	جریان نقدینگی تنزیل شده
۱	-۷۶۲۱۲۰	۲۸۰۰۳۵۰	-۱۵۳۹۶۶/۲۶	۱۸۸۴۲۶۳/۷۴
۲	-۶۲۹۵۱۱/۱۲	۱۹۱۱۸۳۸/۹	-۱۲۷۳۱۴/۳۱	۱۱۵۵۰۱۲/۵۷
۳	-۶۹۲۷۶۷/۰۸	۲۲۵۹۷۹۶/۷۲	-۱۴۰۰۲۵/۲	۱۴۲۷۰۰۴/۴۴
۴	-۵۶۳۸۹۸/۴۶	۱۸۹۳۱۲۲/۳۳	-۱۳۱۴۶۳/۹۴	۱۱۹۷۷۵۹/۹۳
۵	-۵۱۲۷۱۰/۰۲	۱۳۱۳۱۳۵/۵۵	-۱۱۹۶۷۵/۷۵	۶۸۰۷۴۹/۷۸
۶	-۴۶۵۶۴۹/۶۸	۱۱۲۸۱۴۱	-۱۰۸۶۵۶/۳۶	۵۵۳۸۳۴/۹۶
۷	-۳۱۸۳۱۲/۲۶	۷۶۰۱۶۶/۰۶	-۸۹۰۷۶/۱۴	۳۵۲۷۷۷/۶۶
۸	-۴۱۵۲۱۹/۰۴	۱۱۲۰۹۴۰/۱	-۱۰۷۷۸۲	۵۹۷۹۳۹/۰۶
۹	-۳۷۶۹۸۶/۸۸	۹۵۷۱۴۸/۲	-۹۷۹۸۳/۷	۴۸۲۱۷۷/۶۲



شکل ۴-۲۵: توالی استخراج کارگاه‌های استخراج در ۱۴ بازه زمانی (برنامه‌ریزی ریاضی)

۴-۶-۲-۳- مقایسه دو رویکرد دستی و ریاضی

ارزش خالص فعلی بدست آمده از برنامه‌ریزی دستی برابر ۸/۲۱۱ میلیون دلار است. در حالیکه این مقدار در استفاده از مدل مبتنی بر تحقیق در عملیات برابر ۸/۳۳۱ است. به بیان دیگر ارزش خالص فعلی در رویکرد مبتنی بر ریاضی ۱۱۹۹۴۰/۳ دلار (۱/۴۶٪) بیشتر از رویکرد دستی که بر اساس توالی بیشترین سود حاصل از هر کارگاه برنامه‌ریزی شده است. با مقایسه دو رویکرد دستی و برنامه‌ریزی ریاضی می‌توان پی برد که در برنامه‌ریزی ریاضی تمام حالات ممکن برای شروع استخراج کارگاه‌های استخراج در نظر گرفته می‌شود. این بدان معنی است که با بزرگ‌تر شدن مسئله و افزایش کارگاه‌های استخراج در یک مدل واقعی، امکان بررسی تمام حالات ممکن وجود نخواهد داشت. همانطور که از مقایسه اشکال (۴-۲۴) و (۴-۲۵) مشهود است، شباهت‌هایی بین این دو رویکرد وجود دارد. به طور مثال، زمان شروع کارگاه ۱ و ۳ در هر دو رویکر به ترتیب در زمان ۱ و ۲ انجام می‌شود، اما در نهایت، این ارزش خالص فعلی پروژه است که تفاوت‌ها را رقم می‌زند که در برنامه‌ریزی تولید به روش ریاضی بیشتر از برنامه‌ریزی تولید به روش دستی و معمولی است.

۴-۶-۳- رگه معدنی

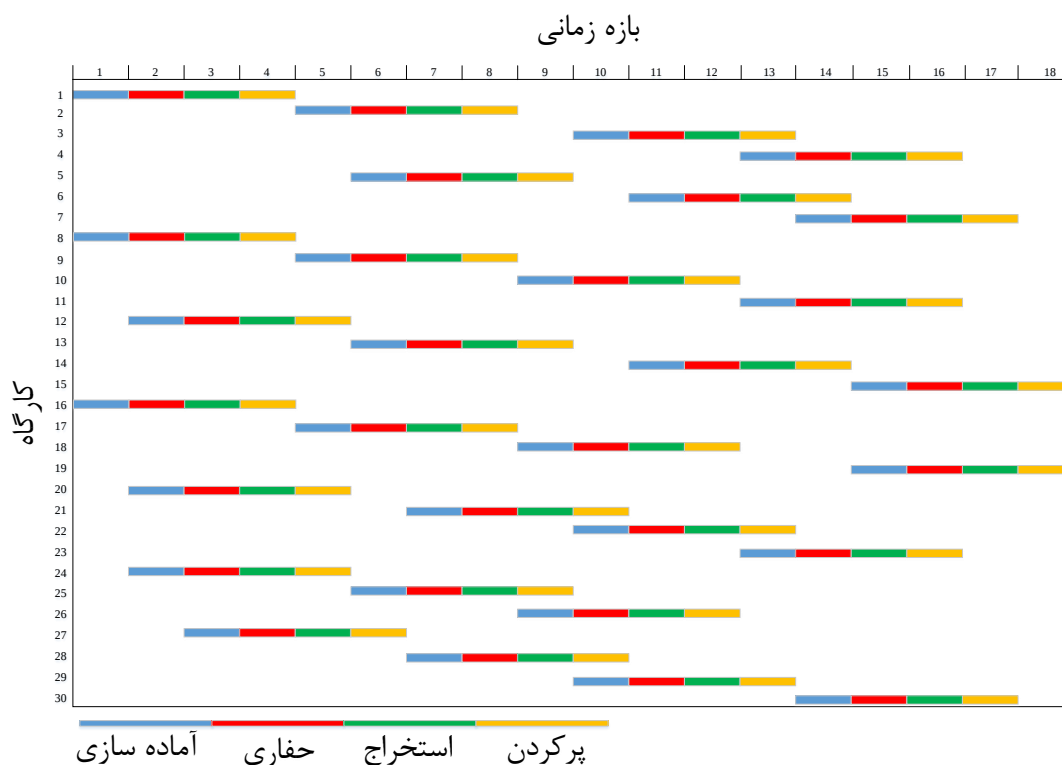
در این بخش از پایان‌نامه، با استفاده از مدل ریاضی ارائه شده در بخش قبل، و با در نظر گرفتن پارامترهای اقتصادی مربوط به جدول (۴-۵)، برنامه‌ریزی تولید کارگاه‌های جانمایی شده در نرم‌افزار SLO3D، برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی صورت گرفته است. با در نظر گرفتن ۱۸ بازه زمانی، توالی استخراج کارگاه‌ها مشخص شده است.

برای درک بهتر نتایج به دست آمده از حل مدل ریاضی در نرم‌افزار GAMS/CPLEX، در شکل (۴-۲۶) پلان افقی محدوده معدنکاری زیرزمینی و جانمایی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی در تحقق

منتخب شماره ۱۷ نشان داده شده است. پس از اجرای مدل ریاضی، توالی ۳۰ کارگاه استخراج که شامل ۴ فاز آماده‌سازی، حفاری، استخراج و پر کردن است، مشخص شد که در شکل (۴-۲۷) نشان داده شده است.

Stope 4	Stope 7	Stope 11	Stope 15		Stope 19		Stope 23		Stope 30
Stope 3	Stope 6	Stope 10	Stope 14	Stope 18	Stope 22	Stope 26	Stope 29		
Stope 2	Stope 5	Stope 9	Stope 13	Stope 17	Stope 21	Stope 25	Stope 28		
Stope 1		Stope 8		Stope 12	Stope 16	Stope 20	Stope 24	Stope 27	

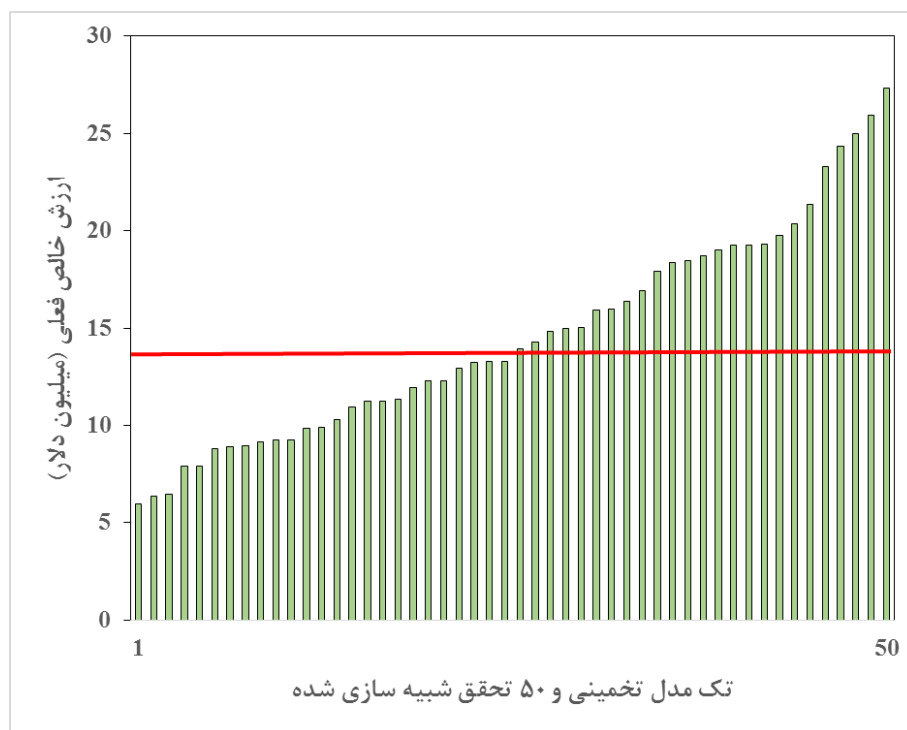
شکل ۴-۲۶: محدوده معدنکاری و جانمایی کارگاه‌های استخراج در تحقق منتخب ۱۷



شکل ۴-۲۷: توالی استخراج کارگاه‌های استخراج محدوده مربوط به تحقق ۱۷

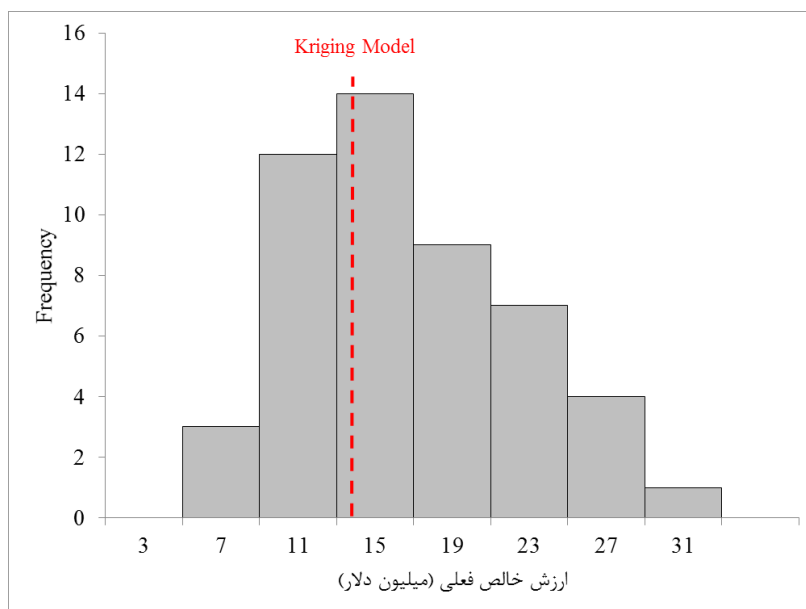
در اشکال (۴-۲۸) و (۴-۲۹)، به ترتیب مقادیر ارزش خالص فعلی (NPV) و توزیع حاصل از برنامه‌ریزی تولید بدست آمده از روش تخمین گر کریجینگ (خط قرمز) و ۵۰ تحقق حاصل از شبیه‌سازی مربوط به هر محدوده به منظور بررسی و تأثیر عدم قطعیت عیار در برنامه‌ریزی تولید، نشان داده شده

است. با توجه نمودار این اشکال، ارزش خالص فعلی (NPV) تمامی تحقق‌ها از ۵/۹۸ میلیون دلار در بدترین حالت تا ۲۷/۳۴ میلیون دلار در بهترین حالت متغیر است. این مقدار برای تک مدل تخمینی که به صورت خط‌چین مشخص شده است، ۱۳/۸۶ میلیون دلار است.



شکل ۴-۲۸: مقادیر ارزش خالص فعلی (NPV) در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل کریجینگ

با توجه به نمودار شکل (۴-۲۹)، ارزش خالص فعلی بدست آمده از برنامه‌ریزی تولید رگه معدنی، در مدل‌های شبیه‌سازی شده توزیع نسبتاً نرمالی را از خود نشان می‌دهند. که بیشترین فراوانی نیز در محدوده ۱۱ تا ۱۶ میلیون دلار قرار دارد. با توجه به نتایج ارائه شده در تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی و ارزش اقتصادی آن و برنامه‌ریزی تولید محدوده و ارزش خالص فعلی بدست آمده مربوط به مدل کریجینگ کمتر از میانگین مدل‌های شبیه‌سازی شده است.



شکل ۴-۲: توزیع ارزش خالص فعلی (NPV) در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده و مدل تخمینی (خط چین)

۴-۷- جمع‌بندی

مسئله تعیین محدوده معدنکاری زیرزمینی در حالت سه بعدی و بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید مشکلات و پیچیدگی‌هایی را به دنبال داشته و یک چالش جدی برای طراحان و مهندسين معادن مطرح می‌شود. در این فصل با استفاده از یک الگوریتم ابتکاری، برنامه کامپیوتری SLO3D معرفی شد که می‌تواند محدوده و جانمایی کارگاه‌های استخراج معادن زیرزمینی انجام دهد. به منظور بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار در طراحی معادن زیرزمینی، با استفاده از برنامه کامپیوتری توسعه داده شده در این پایان‌نامه، محدوده نهایی و جانمایی کارگاه‌های استخراج رگه معدنی ساخته شده در فصل سوم، برای تک مدل تخمینی و ۵۰ مدل شبیه‌سازی شده در نرم‌افزار S-GeMS، صورت گرفت. سپس، برنامه‌ریزی تولید و تعیین توالی استخراج کارگاه‌های جانمایی شده به منظور حداکثرسازی ارزش خالص فعلی (NPV) با استفاده از مدل‌سازی ریاضی مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح در نرم‌افزار GAMS/CPLEX پیاده‌سازی شد.

فصل ۵: نتیجه‌گیری و پیشنهادات

۵-۱- مقدمه

استخراج کانسارها را می‌توان به دو روش روباز و زیرزمینی انجام داد. با توجه به اینکه استخراج مواد معدنی به روش روباز مزیت‌های زیادی را دارد، اما با عمیق‌تر شدن آن‌ها، استخراج به روش روباز اقتصادی نبوده و باید یکی از روش‌های زیرزمینی انتخاب شوند. همچنین، به دلیل پر ریسک بودن این صنعت به خصوص در حوزه استخراج به روش زیرزمینی و هزینه‌های بالای سرمایه‌گذاری، بایستی منابع تولید عدم قطعیت از جمله رفتار ذاتی پدیده‌های زمین‌شناسی و پارامترهای اقتصادی بررسی شده تا به فهم و برآورد کلی از بدترین و بهترین حالت پروژه دست یافت.

امروزه بسیاری از طراحی‌های استخراج معادن روباز و زیرزمینی، فقط با تکیه بر یک مدل بلوکی عیاری انجام می‌شود. در حالیکه، با استفاده از روش‌های شبیه‌سازی زمین‌آماري می‌توان به درک بهتر از تغییرپذیری عیار کانسار و به تبع آن به بررسی دقیق‌تر پروژه و ارزیابی ریسک و عدم قطعیت پرداخت.

تحقیقات صورت گرفته برای بررسی تأثیر عدم قطعیت عیار ماده معدنی در طراحی محدوده نهایی و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی در مقایسه با معادن روباز کمتر است. از این رو، در این پایان‌نامه به بررسی تأثیر این عدم قطعیت در تعیین محدوده و جانمایی کارگاه‌های زیرزمینی و ارزش خالص فعلی (NPV) حاصل از برنامه‌ریزی تولید پرداخته شد که نتایج عمده حاصل از آن در ادامه آورده شده است.

۵-۲- نتایج

در این پایان‌نامه، با استفاده از داده‌های مربوط به کانسار مس چهل‌کوره، پس از مطالعات آماری و همسان‌سازی، داده‌های اصلی عیار مس به داده‌هایی با توزیع نرمال تبدیل شدند. سپس، مطالعات

واریوگرافی به منظور تشخیص ناهمسانگردی و مشخص کردن پارامترهای مربوط به تخمین و شبیه‌سازی زمین‌آماری، واریوگرام‌های جهتی در نرم‌افزار S-GeMS رسم شدند. بزرگترین شعاع تأثیر مربوط به آزمون ۳۰ درجه با درجه انحراف ۱۵ در شیب ۷۰ درجه و کمترین شعاع تأثیر مربوط به آزمون ۱۲۰ درجه با درجه انحراف ۱۵ در شیب ۷۰ درجه بود. در ادامه، یک رگه معدنی این کانسار در جهت N23°W به طول ۴۰۰ متر، ارتفاع ۱۰۰ متر و عرض ۲۰ متر در نرم‌افزار Datamine با بلوک‌هایی به ابعاد ۵×۵×۵ متر ساخته شد تا مقدمات تخمین و شبیه‌سازی محیا شود.

(۱) با در نظر گرفتن عیار حدهای مختلف، میزان ذخیره ماده معدنی بر اساس روش کریجینگ مشخص شد. بر این اساس، رگه معدنی مس دارای حدود ۲ میلیون تن ماده معدنی با عیار متوسط ۰/۵۶ درصد بدون احتساب عیار حد و در حدود ۶۴۴ هزار تن ماده معدنی با عیار متوسط ۱/۵۳ درصد در عیار حد ۰/۵ درصد بود. همچنین، به منظور بررسی تغییرپذیری عیار مس، تعداد ۵۰ تحقق در نرم‌افزار S-GeMS شبیه‌سازی شد تا توزیع فضایی واقع‌بینانه‌ای از عیار مس بدون اثر هموارسازی بدست آید. میزان ذخیره بر اساس روش شبیه‌سازی گوسی متوالی برای هر تحقق بصورت جداگانه بدست آمد. که در عیار حد ۰/۵ درصد، تغییرپذیری تناژ ماده معدنی بین ۴۱۹۱۰۰ تن تا ۸۵۵۹۸۰ بود.

(۲) بسیاری از الگوریتم‌های موجود برای تعیین محدوده معدنکاری و جانمایی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی در حالت دو بعدی کار کرده و قادر به بررسی محدوده در حالت سه بعدی نیستند. روش‌های جست‌وجوگر می‌توانند روش خوبی برای رسیدن به جواب مورد نظر باشند. از این رو، در این پایان‌نامه، با استفاده از یک الگوریتم ابتکاری، برنامه کامپیوتری SLO3D در SQL-Server توسعه داده شد. این برنامه کامپیوتری از سه قسمت مجزا تشکیل شده است. اولین قسمت، تهیه مدل بلوکی اقتصادی با استفاده از پارامترهای اقتصادی و مدل بلوکی اولیه عیاری است. دومین مرحله، تولید تمامی کارگاه‌های محتمل زیرزمینی با استفاده از ابعاد کارگاه تعریف

شده داخل مدل بلوکی اقتصادی است. سومین مرحله نیز، تولید تمامی مجموعه کارگاه‌های غیرهمپوشان و انتخاب مجموعه‌ای با بیشترین ارزش اقتصادی به عنوان بهترین جواب ممکن است. با در نظر گرفتن ۵۰ متر در راستای محور X ، ۲۰ متر در راستای محور Y و ۲۵ متر در راستای محور Z برای هر کارگاه استخراج، تعداد ۱۱۳۶ کارگاه محتمل داخل رگه معدنی برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده تولید شدند و مجموعه کارگاه‌های غیرهمپوشان بصورت جداگانه برای هر مدل انتخاب شدند. بر اساس نتایج، تعداد کارگاه‌های استخراج در ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده از ۱۲ کارگاه تا ۳۰ کارگاه متغیر است. در حالیکه این مقدار در تک مدل تخمینی برابر ۲۴ کارگاه است. همچنین، ارزش اقتصادی تمامی تحقق‌ها از ۶/۷ میلیون دلار در بدترین حالت تا ۳۰/۷ میلیون دلار در بهترین حالت متغیر است. این مقدار برای تک مدل تخمینی برابر ۱۵/۶۲ میلیون دلار است. مقدار فلز خالص مس به دست آمده از ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده بین ۵۲۲۷ تن تا ۱۳۵۸۳ تن متغیر است. این مقدار برای تک مدل تخمینی برابر ۸۹۷۱ تن است.

(۳) در مبحث برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی، ابزارهای برنامه‌ریزی ریاضی مبتنی بر علم تحقیق در عملیات می‌تواند روش خوبی به منظور تصمیم‌گیری بهتر و افزایش ارزش اقتصادی پروژه مورد استفاده قرار بگیرد. بنابراین، در این پایان‌نامه، به منظور تعیین توالی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی برای تک مدل تخمینی و ۵۰ تحقق شبیه‌سازی شده، مدل ریاضی مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح (صفر و یک) با تابع هدف حداکثرسازی ارزش خالص فعلی (NPV) و محدودیت‌های زمانی و استخراجی ساخته شد و پس از پیاده‌سازی آن در نرم‌افزار GAMS/CPLEX مقدار ارزش خالص فعلی برای کارگاه‌های موجود در محدوده مدل‌های ساخته شده محاسبه شد. بر اساس نتایج بدست آمده، ارزش خالص فعلی (NPV) تمامی تحقق‌ها از ۵/۹۸ میلیون دلار در بدترین حالت تا ۲۷/۳۴ میلیون دلار در بهترین حالت متغیر بود. در حالیکه، این مقدار برای تک مدل تخمینی ۱۳/۸۶ میلیون دلار بود.

۵-۳- پیشنهادات

- (۱) یکی از عوامل تأثیرگذار بر طراحی معادن رویاز و زیرزمینی، قیمت ماده معدنی و هزینه‌های عملیاتی است که نباید به صورت یک مقدار ثابت در نظر گرفته شود. بنابراین پیشنهاد می‌شود در تحقیقات آتی عدم قطعیت قیمت و هزینه‌های معدنکاری با استفاده از روش درخت دو جمله‌ای بررسی شود.
- (۲) تعیین ابعاد کارگاه‌های استخراجی در معدنکاری زیرزمینی، بایستی با توجه به عوامل موثر ژئومکانیکی و توزیع تنش در منطقه صورت بگیرد. بنابراین، پیشنهاد می‌شود، تعیین محدوده و جانمایی کارگاه‌های زیرزمینی با ابعاد متغیر (افزایش یا کاهش تعداد بلوک برای ارتفاع، عرض و طول کارگاه) در یک معدن واقعی و در مقیاس بزرگ‌تر مورد بررسی قرار بگیرد و با در نظر گرفتن عوامل ژئومکانیکی ابعاد بهینه کارگاه استخراج انتخاب شود و با تمام حالات ممکن مقایسه شود.
- (۳) الگوریتم مورد استفاده در این پایان‌نامه فقط برای کانسارهایی که تنها یک ماده معدنی دارند، کاربرد دارد. توصیه می‌شود در تحقیقات آتی توسعه این الگوریتم برای کانسارهای چندفلزی نیز صورت بگیرد.
- (۴) در برخی از روش‌های استخراج زیرزمینی جا گذاشتن پایه‌هایی بین کارگاه‌ها و بین طبقات به دلیل پایداری محیط نیاز است. بنابراین پیشنهاد می‌شود، الگوریتم را به گونه‌ای بسط داد که قادر باشد کارگاه‌های محتمل زیرزمینی را با فاصله‌ای ثابت و متغیر تولید کند.
- (۵) استخراج به روش اتاق و پایه یکی از روش‌های استخراج زیرزمینی است که در آن معمولاً پایه را کم عیار در نظر می‌گیرند تا از نظر اقتصادی بیشترین مقدار را داشته باشد. با استفاده از این برنامه کامپیوتری (SLO3D) می‌توان تمام حالات قرارگیری پایه‌های ممکن برای معدنی که قرار است به روش اتاق و پایه استخراج شود تولید کرد و مجموعه‌ای که بیشترین ارزش اقتصادی را داشته باشد به عنوان جواب بهینه انتخاب کرد.

- (۶) طراحی کارگاه‌های استخراج زیرزمینی بایستی مطابق با برنامه‌ریزی تولید باشد. بدین معنی که می‌توان طراحی محدوده و برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی را در یک الگوریتم بصورت پیوسته انجام داد و نتایج را با حالت طراحی به صورت جداگانه مقایسه کرد.
- (۷) برنامه‌ریزی تولید معادن زیرزمینی فقط تعیین توالی استخراج کارگاه‌ها نیست. بلکه محدودیت‌های مهمی از جمله محدودیت‌های آماده‌سازی و رسیدن به کارگاه مورد نظر و محدودیت تهویه را می‌توان به مدل ریاضی با تابع هدف جانمایی فن‌ها و کمینه‌سازی هزینه‌های ناشی از آن را در قالب یک مدل برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط و با استفاده از قوانین کیرشهف مبتنی بر برنامه‌ریزی چند هدفه^۱ مطالعه کرد.

مراجع

مراجع

- اصانلو. م، (۱۳۹۳)، *روش‌های استخراج معادن سطحی*، جلد اول " انتشارات جهاد دانشگاهی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- اورعی. س.ک، (۱۳۹۱)، *روش‌های استخراج زیرزمینی (معادن فلزی)*، انتشارات جهاد دانشگاهی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- جلالی. س.م.ا و حسینی. س.ه، (۱۳۸۸) "بهینه‌سازی محدوده استخراج در معادن زیرزمینی با استفاده از الگوریتم حریصانه" *نشریه علمی- پژوهشی مهندسی معدن*، دوره ۴، شماره ۷، صفحات ۱۱-۱
- جلالی. س.م.ا، (۱۳۸۵)، رساله دکتری، "بهینه‌سازی محدوده نهایی معادن زیرزمینی در کنسارهای رگه‌ای" دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- جلالی. س.م.ا. عطائی پور. م. شهریار. ک. الهی. ا. نیک‌بین. و، (۱۳۹۵) "برنامه کامپیوتری تعیین محدوده بهینه استخراج زیرزمینی GOUMA-CP" *نشریه علمی- پژوهشی مهندسی عمران و محیط‌زیست*، دوره ۴۸، شماره ۴، صفحات ۴۹۰-۴۷۵
- حسینی پاک. ع.ا، (۱۳۷۷)، "زمین‌آمار (ژئواستاتستیک)"؛ انتشارات دانشگاه تهران، چاپ اول.
- حسینی پاک. ع.ا و خالصی. م، (۱۳۸۲)، "مدیریت خطا و ریسک در اکتشاف" انتشارات دانشگاه تهران.
- عطایی. م، (۱۳۸۴) "معدن کاری زیرزمینی، جلد اول" انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.
- گزارش پروژه مطالعات فنی و اقتصادی کنسار مس چهل کوره زاهدان، (۱۳۸۷)، شرکت مهندسی مشاور کاوشگران.
- فتحیان پور. ن و صیادی. ا، (۱۳۸۸) "کاربرد شبیه‌سازی گوسی متوالی در تعیین عدم قطعیت عیار بلوک‌های تخمینی در معدن فسفات اسفوردی"؛ *سومین کنفرانس مهندسی معدن*، ایران، یزد.
- میرزائی‌ان. ی و عطائی پور. م، (۱۳۹۰) "بهینه‌سازی هندسه کارگاه زیرزمینی با استفاده از تقریب تابع خطی شکسته و حل برنامه‌ریزی عدد صحیح" *نشریه علمی- پژوهشی مهندسی عمران و محیط‌زیست*، دوره ۴۳، شماره ۱، صفحات ۸۷-۷۹

- Alford, C. (1995) "Optimisation in underground mine design". *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts* (Vol. 5, No. 33, p. 220A).
- Alonso-Ayuso, A., Carvalho, F., Escudero, L. F., Guignard, M., Pi, J., Puranmalka, R., and Weintraub, A. (2014) "Medium range optimization of copper extraction planning under uncertainty in future copper prices" *European Journal of Operational Research*, 233 (3), 711-726.
- Asad, M. W. A. and Dimitrakopoulos, R. (2013) "Implementing a parametric maximum flow algorithm for optimal open pit mine design under uncertain supply and demand" *Journal of the Operational Research Society*, 64 (2), 185-197.
- Asghari, O., Soltni, F., & Amnieh, H. B. (2009) "The comparison between sequential gaussian simulation (SGS) of Choghart ore deposit and geostatistical estimation through ordinary kriging". *Australian Journal of Basic and Applied Sciences*, 3(1), 330-341.
- Ashgari, O., & Esfahani, N. M. (2013) "A new approach for the geological risk evaluation of coal resources through a geostatistical simulation" *Arabian Journal of Geosciences*, 6(3), 929-943.
- Askari-Nasab, H. and Awuah-Offei, K. (2009) "Open Pit Optimisation using Discounted Economic Block Values" *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, Section A, Mining Industry*, 118 (1), 1-12.
- Askari-Nasab, H., Pourrahimian, Y., Ben-Awuah, E., and Kalantari, S. (2011) "Mixed integer linear programming formulations for open pit production scheduling" *Journal of Mining Science*, © Springer, New York, NY 10013-1578, United States, 47 (3), 338-359.
- Ataee-pour, M. (2004) "Optimisation of stope limits using a heuristic approach" *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy Section a-Mining Technology*, 113(2), A123-A128.
- Ataee-pour, M. (2000) "A heuristic algorithm to optimise stope boundaries". Ph.D. Thesis, University of Wollongong, New South Wales, Australia.
- Bai, X. Y., Marcotte, D., & Simon, R. (2013) "Underground stope optimization with network flow method" *Computers & Geosciences*, 52, 361-371.
- Baker, C. K., & Giacomo, S. M. (1998) "Resource and reserves: their uses and abuses by the equity markets" In ore reserves and finance: *a joint seminar between Australasian institute of mining and metallurgy and ASX*.
- Bernhardt, K.J. (2000) "Risk and Uncertainty and Management Implications" *National Program for Integrated Dairy Risk Management education and Research*, University of Wisconsin – Platteville.
- Brazil, M., Lee, D. H., Van Leuven, M., Rubinstein, J. H., Thomas, D. A., and Wormald, N. C. (2003) "Optimising declines in underground mines" *Mining Technology*, 112 (3), 164-170.
- Caccetta, L. and Hill, S. P. (2003). An Application of branch and cut to open pit mine scheduling. *Journal of Global Optimization*, 27 (2), 349-365.
- CAE Studio 3. (2014) software available at <http://www.cae.com/mining/>

- Carlyle, W. M., & Eaves, B. C. (2001) "Underground planning at Stillwater mining company" *Interfaces*, 31(4), 50-60.
- Cawrse, I. (2001) "Multiple Pass Floating Stope Process" *Paper presented at the 4th Biennial Strategic Mine Planning Conference*, Melbourne.
- Cheimanoff, N. M., Deliac, E. P., & Mallet, J. L. (1989) "GEOCAD: an alternative CAD and artificial intelligence tool that helps moving from geological resources to mineable reserves" *21st International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry* (pp. 471-478).
- Daellenbach, H. G., George, J. A., & McNickle, D. C. (1983) "Introduction to operations research techniques" (pp. 247-252). Boston: Allyn and Bacon.
- Deraisme, J., De Fouquet, C., & Fraisse, H. (1984) "Geostatistical orebody model for computer optimization of profits from different underground mining methods" 18th APCOM IMM.
- Deutsch, C. V., & Journel, A. G. (1992) *GSLIB: Geostatistical Software Library and User's Guide*. Oxford University Press.
- Dimitrakopoulos, R. (1998) "Conditional simulation algorithms for modelling ore body uncertainty in open pit optimization" *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 12(4), 173-179.
- Dimitrakopoulos, R. and Ramazan, S. (2008) "Stochastic integer programming for optimising long term production schedules of open pit mines: methods, application and value of stochastic solutions" *Mining Technology*, 117 (4), 155-160.
- Dimitrakopoulos, R., Farrelly, C. T., & Godoy, M. (2002) "Moving forward from traditional optimization: grade uncertainty and risk effects in open-pit design" *Mining Technology*, 111(1), 82-88.
- Dimitrakopoulos, R., Grieco, N. (2009) "Stope design and geological uncertainty: quantification of risk in conventional designs and probabilistic alternative" *Journal of Mining Science*, 45(2), 152-163.
- Dowd, P. A. (1994) "Risk assessment in reserve estimation and open-pit planning" *Trans. Instn. Min. Metall.*, 103 A148 - A154.
- Emery, X. (2004) "Testing the correctness of the sequential algorithm for simulating Gaussian random fields" *Stochastic Environmental Research and Risk Assessment*, 18(6), 401-413.
- Gershon, M. E. (1983) "Optimal Mine Production Scheduling: Evaluation of Large Scale Mathematical Programming Approaches" *International Journal of Mining Engineering*, 1 315-329.
- Grieco, N., & Dimitrakopoulos, R. (2007) "Managing grade risk in stope design optimization: probabilistic mathematical programming model and application in sublevel stoping" *Mining technology*, 116(2), 49-57.
- Hanson, B. D., & Selim, A. A. (1975) "Probabilistic simulation of underground production systems" *Trans. Soc. Min. Eng. AIME* ;(United States), 258(1).

- Hillier, F. S., & Lieberman, G. J. (2001) "Introduction to Operations Research" McGraw Hill. New York.
- Kallrath, J. (Ed.). (2013) "*Modeling languages in mathematical optimization*" (Vol. 88). Springer Science & Business Media.
- Kim, Y. C. and Zhao, Y. (1994) "Optimum open pit production sequencing - The current state of the art" *In 1 st Regional Symposium on the application of Computers in the Mineral Industries (APCOM), Proc.*, pp. 29-39.
- Kim, Y. C., Cai, W., and Meyer, W. L. (1988) "Comparison of microcomputer-based optimum pit limit design algorithms Algorithms" *AIME Transactions*, 248 1827-1830.
- Koushavand, B., Askari-Nasab, H., & Deutsch, C. V. (2014) "A linear programming model for long-term mine planning in the presence of grade uncertainty and a stockpile" *International Journal of Mining Science and Technology*, 24(4), 451-459.
- Kuchta, M, Newman, A, Topal, E, (2003) "Implementing a production schedule at LKAB's Kiruna mine" *Interfaces*, 34 (2):124-134.
- Lamghari, A., & Dimitrakopoulos, R. (2012) "A diversified Tabu search approach for the open-pit mine production scheduling problem with metal uncertainty" *European Journal of Operational Research*, 222(3), 642-652.
- Leite, A., & Dimitrakopoulos, R. (2013) "stochastic optimization of mine production scheduling with uncertain ore/metal/waste supply: application at a copper deposit" *J. Min. Sci. Technol.*
- Lerchs, H. and Grossmann, I. (1965) "Optimum design of open-pit mines" *Canadian Mining Metallurgical Bull*, 58 17-24.
- Little, J., Knights, P., & Topal, E. (2013) "Integrated optimization of underground mine design and scheduling" *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 113(10), 775-785.
- Little, J., Nehring, M., & Topal, E. (2008) "A new mixed-integer programming model for mine production scheduling optimisation in sublevel stope mining" *In Proceedings-Australian Mining Technology Conference. Twin Waters. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.*
- Maanijou, M., Lentz, D. R., & Rasa, I. (2009) "Chemical compositions of carbonate minerals from Chehlkoreh ore deposit", *Iran: implications for evolution of base-metal mineralization.*
- Manchuk, J., & Deutsch, C. (2008) "Optimizing stope designs and sequences in underground mines" *SME Transactions*, 324, 67-75.
- Mann, CD (1998) Sublevel Stopping', in RE Gertsch & RL Bullock (ed.), "Techniques in underground mining: selections from Underground mining methods handbook" *Society for Mining, Metallurgy and Exploration Inc., Littleton*, pp. 223-224.
- McIssac, G. (2005) "Long-term planning of an underground mine using mixed-integer linear programming" *CIM Bulletin*, 98(1089), 1-6.
- Monjezi, M., Kashani, M. R., & Ataei, M. (2013) "A comparative study between

- sequential Gaussian simulation and kriging method grade modeling in open-pit mining" *Arabian Journal of Geosciences*, 6(1), 123-128.
- Morley, D. (1999) "Financial impact of resource/reserve uncertainty" *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 99(6), 293-301.
- Muge, F. H., Santos, N., Vierira, J. L., and Cortez, L. (1992) "Dynamic programming in mine planning and production scheduling" in *Proceedings of 23rd Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry*, Society of mining Engineering of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., Littleton, Colorado, USA.
- Nehring, M. (2006) "Stope sequencing and optimisation in underground hardrock mining" Bachelor thesis, *The University of Queensland*, Brisbane.
- Nehring, M., Topal, E., Kizil, M., & Knights, P. (2012) "Integrated short-and medium-term underground mine production scheduling" *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 112(5), 365-378.
- Osanloo, M., Gholamnejad, J., & Karimi, B. (2008) "Long-term open pit mine production planning: a review of models and algorithms" *International Journal of Mining, Reclamation and Environment*, 22(1), 3-35.
- Ovanic, J., & Young, D. S. (1995) "Economic optimization of stope geometry using separable programming with special branch and bound techniques" *Paper presented at the 3rd Canadian Conference on Computer Applications in the Mineral Industry*, McGill University.
- Ovanic, J., & Young, D. S. (1999) "Economic optimisation of open stope geometry" *Paper presented at the 28th International APCOM Symposium*, Colorado School of Mines, Golden
- Oz, B., & Deutsch, C. V. (2000) "Cross Validation for Selection of Variogram Model and Kriging Type" *Application to IP Data from West Virginia*.
- Pourrahimian, Y., & Askari-Nasab, H. (2013) "A multi-step approach for block-cave production scheduling optimization" *International Journal of Mining Science and Technology*, 23(5), 739-750.
- Pyrzcz, M. J., & Deutsch, C. V. (2014) "Geostatistical reservoir modeling" *Oxford University Press*.
- Ramazan, S. (2007) "The New Fundamental Tree Algorithm for Production Scheduling of Open Pit Mines" *European Journal of Operational Research*, 177 (2), 1153-1166.
- Ramazan, S. and Dimitrakopoulos, R. (2004) "Traditional and New MIP Models for Production Scheduling With In-Situ Grade Variability" *International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment*, 18 (2), 85-98.
- Rezaee, H., Asghari, O., Koneshloo, M., & Ortiz, J. M. (2014) "Multiple-point geostatistical simulation of dykes: application at Sungun porphyry copper system, Iran" *Stochastic environmental research and risk assessment*, 28(7), 1913-1927.

- Riddle, J. M. (1977) "A dynamic programming solution of a block-caving mine layout" *In Proceeding of the 14th International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Minerals Industries*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration (pp. 767-780).
- Ross J. G. (2004) "Risk and Uncertainty in Portfolio Characterization" *Journal of Petroleum Science and Engineering*, 44, 41-53
- Rossi, M. E., & Parker, H. M. (1994) "Estimating recoverable reserves: Is it hopeless?" *In Geostatistics for the next century* (pp. 259-276). Springer Netherlands.
- Rubinstein, R. Y. (1981) "Simulation and the Monte Carlo Method Wiley" New York.
- Russell, F., M. (1987) "Application of a PC-based network analysis program to mine scheduling" *in Proceedings of 20 International Symposium on the Application of Computers and Mathematics in the Mineral Industries*, SAIMM, Johannesburg, South Africa, pp. 123-1312.
- Safikhani, M., Asghari, O., & Emery, X. (2016) "Assessing the accuracy of Sequential Gaussian Simulation through statistical testing" *Stochastic Environmental Research and Risk Assessment*, 1-11.
- Sandanayake, D. S. S., Topal, E., & Asad, M. W. A. (2015a) "Designing an optimal stope layout for underground mining based on a heuristic algorithm" *International Journal of Mining Science and Technology*, 25(5), 767-772.
- Sandanayake, D. S. S., Topal, E., & Asad, M. W. A. (2015b) "A heuristic approach to optimal design of an underground mine stope layout" *Applied Soft Computing*, 30, 595-603.
- Sayadi, A. R., Fathianpour, N., and Mousavi, A. A. (2011) "Open pit optimization in 3D using a new artificial neural network" *Archives of Mining Sciences*, 56 (3), 389-403.
- Sens, J., and Topal, E. (2009) "A new algorithm for stope boundary optimization" *Proceedings of New Leaders. Australasian Institute of Mining and Metallurgy*, 25-28.
- Shishvan, M. S., & Sattarvand, J. (2015) "Long term production planning of open pit mines by ant colony optimization" *European Journal of Operational Research*, 240(3), 825-836.
- Soltani, F., Afzal, P., & Asghari, O. (2013) "Sequential Gaussian simulation in the Sungun Cu porphyry deposit and comparing the stationary reproduction with ordinary kriging" *Universal Journal of Geoscience*, 1(2), 106-113.
- Sotoudeh, F., Ataei, M., Kakaie, R. (2016) "Risk Assessment of Chehlkoreh Copper Deposit Based on Grade Variability Using Geostatistical Simulation"; *4th International Mine and Mining Industries Congress*, Tehran, Iran.
- Sotoudeh, F., Kakaie, R., Ataei, M. (2017) "Development of a computer program for underground mine stope optimization using a heuristic algorithm" *1th International conference on underground mining technology*, Sudbary, Canada. pp. 681-692.
- Taha, H. A. (2007) "Operations Research" An introduction, by Pearson Education, Inc.
- Topal, E. (2003) "Advanced underground mine scheduling using mixed integer

- programming” PhD thesis, Colorado School of Mines, Golden, CO).
- Topal, E., Sens, J. (2010) “A New Algorithm for Stope Boundary Optimization” *Journal of Coal Science & Engineering (china)*, 6(2), 113-119.
- Trout, L. P. (1995) “Underground mine production scheduling using mixed integer programming” In *25th International APCOM Symposium Proceedings* (pp. 395-400).
- Vann, J., & Guibal, D. (1998) “Beyond Ordinary Kriging—An overview of non-linear estimation” In *Proceedings of a one day symposium, Beyond Ordinary Kriging*.
- Vargas, E., Morales, N., and Emery, X. (2014) “Footprint and economic envelope calculation for block/panel caving mines under geological uncertainty” in *Proceedings of Caving 2014*, Santiago, Chile, pp. 449-456.
- Villaescusa, E, (2000) “A review of sublevel stoping”, *MassMin*, pp.577–590.
- Webster, R., & Oliver, M. A. (2007) “Geostatistics for environmental scientists” *John Wiley & Sons*.
- Winston, W. L., & Goldberg, J. B. (2004) “Operations research: applications and algorithms” (Vol. 3). Boston: Duxbury press.
- Yunsel, T. Y. (2012) “Risk quantification in grade variability of gold deposits using sequential Gaussian simulation” *Journal of Central South University*, 19(11), 3244-3255.

Abstract

Due to increasing demand for raw materials and a significant reduction in surface reserves that can be exploited by opening operations, underground mining has become more important and is challenged by mine engineers. Underground mining methods are more dangerous and complex than surface mining and have higher mining costs. Also, there are various mining methods in underground mining due to several influential factors.

Determination of the underground mining limit, stope layout and production scheduling are the most important issues in regard with underground mining. Numerous researchers have reported the influence of grade and economic uncertainty in open pit production planning. In contrast, a few efforts have been done regarding underground mine planning under grade uncertainty condition that is one of the major components of technical uncertainty that affecting the variability of the project. Therefore, according to a new heuristic algorithm, a user-friendly computer program called Stope Layout Optimizer 3D (SLO3D) was developed using C# object-oriented programming in order to incorporate the influence of grade variability in final stope layout in three-dimensional space. Also, a mathematical programming approach was utilized and implemented on GAMS/CPLEX software in order to optimize the extraction sequence of generated stopes in kriged model and 50 realizations obtained by Sequential Gaussian Simulation (SGS) method.

Based on the results, the economic value obtained using SLO3D computer program was 15.62 M\$ by kriging method and between 6.7 M\$ to 30.7 M\$ in grade uncertainty condition. Also, the worst and the best Net Present Value (NPV) obtained by solving proposed mathematical model for optimizing production scheduling under 18 time periods were 5.98 M\$ and 27.34 M\$ respectively. While, this value for kriged model was 13.86 M\$. These variation ranges reflect the impact of grade uncertainty in underground mine planning.

Keywords: *Underground mining limit, Production scheduling optimization, Integer Programming, Net Present Value (NPV), Grade uncertainty, Sequential Gaussian Simulation (SGS)*



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

M.Sc. Thesis in Mineral Exploitation

**Production Scheduling Optimization for Sublevel Stoping
Mines Using Mathematical Programming**

By: Farzad Sotoudeh

Supervisor(s):

Dr. Mohammad Ataei

Dr. Reza Khalokakaei

Co-Supervisor:

Dr. Yashar Pourrahimian

September, 2017