

## بهینه‌سازی همزمان محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید در روش استخراج از طبقات فرعی

ثریا فروغی<sup>۱</sup>، جعفر خادمی حمیدی<sup>۲\*</sup>، مسعود منجزی<sup>۳</sup>، مایکا نرینگ<sup>۴</sup>

<sup>۱</sup> بخش مهندسی معدن، دانشکده فنی مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران، Sorayya.foroughi@maodares.ac.ir

<sup>۲</sup> بخش مهندسی معدن، دانشکده فنی مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران، Jafarkhademi@maodares.ac.ir

<sup>۳</sup> بخش مهندسی معدن، دانشکده فنی مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران، Monjezi@maodares.ac.ir

<sup>۴</sup> دانشکده مکانیک و معدن، دانشگاه کوئینزلند، بریزبن، استرالیا، m.nehring@uq.edu.au

(دریافت: ۱ بهمن ۱۳۹۷ و پذیرش: ۱۹ خرداد ۱۳۹۸)

### چکیده

تعیین محدوده بهینه کارگاه و زمان‌بندی تولید بهینه، دو بخش مهم در طراحی معادن زیرزمینی می‌باشند که ارتباط تنگاتنگی با یکدیگر دارند و نتایج بهینه‌سازی هر بخش بر بخش دیگر تأثیر بسزایی دارد، لذا بهینه‌سازی این دو بخش به صورت مجزا نمی‌تواند بهینه‌گی را تضمین کند؛ چراکه در روش مجزا، اثرات و تعاملات بین بخش‌های مختلف طراحی نادیده گرفته می‌شود و این روش قادر به مدیریت مسائل و مشکلات بین بخش‌هایی نیست. در سال‌های اخیر گرایش به روش بهینه‌سازی همزمان و یکپارچه بخش‌های مختلف معدنکاری زیرزمینی توجه ویژه‌ای را به خود اختصاص داده است که در آن بخش‌های مختلف در فرایند طراحی معدنی به صورت همزمان بهینه‌سازی می‌شود و منجر به تولید طرح‌های معدنی سودآورتر می‌شود. در مطالعه حاضر، یک مدل ریاضی عدد صحیح برای بهینه‌سازی همزمان محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید در روش استخراج از طبقات فرعی توسعه داده شد؛ سپس مدل ارائه شده بر روی یک کانسار آهن اجرا و نتایج حاصل از بهینه‌سازی همزمان با روش مجزا مقایسه شد. نتایج نشانگر آن بود که روش بهینه‌سازی همزمان قادر است نتایج بهینه صحیح را برای تعیین محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید با برآورده سازی تمام محدودیت‌های مرتبط با این دو بخش از طراحی معدنکاری زیرزمینی تولید کند. کاربرد این روش روی یک کانسار آهن، منجر به افزایش ۱۶ درصدی در ارزش خالص فعلی (NPV) نهایی در مقایسه با روش بهینه‌سازی مجزا شد.

### کلمات کلیدی

بهینه‌سازی همزمان، بهینه‌سازی مجزا، محدوده کارگاه بهینه، زمان‌بندی تولید، برنامه‌ریزی عدد صحیح.

## ۱- مقدمه

اوانیک و یانگ<sup>۸</sup> در سال ۱۹۹۵ روش شاخه و کران<sup>۹</sup> را برای تعیین محدوده کارگاه مطرح کردند و از آن برای بهینه‌سازی موقعیت شروع و انتهای استخراج در هر ردیف از بلوک‌ها استفاده کردند. از مزایای روش فوق می‌توان به دربرگیری بلوک‌های ناقص و نامنظم اشاره کرد. الگوریتم فوق برای بهینه‌سازی مرز کارگاه در پهنه‌ای از بلوک‌ها در یک جهت توسعه‌یافته است [۸]. جلالی و همکاران در سال ۲۰۰۴ روش کارگاه تصادفی<sup>۱۰</sup> را بر اساس الگوریتم ریدل برای کانسارهای لایه‌ای، ارائه کردند. در این روش، از یک مدل بلوکی اقتصادی ویژه با محدودیت‌های ابعاد کارگاه استفاده می‌شود. الگوریتم ارائه‌شده دارای فهم راحت و برنامه‌ریزی آسان بود و رسیدن به جواب را تسریع می‌کرد [۹]. در این راستا، نویسندگان یک برنامه کامپیوتری بر اساس الگوریتم PS و با استفاده از زبان برنامه‌نویسی ویژوال ++C تحت عنوان بهینه‌سازی مرزهای کارگاه<sup>۱۱</sup> SBO توسعه دادند [۱۰].

دسته دوم روش‌های تعیین محدوده بهینه کارگاه، روش‌های جستجو محور یا ابتکاری است که اساس آن‌ها جستجو برای یافتن جواب بهینه مطابق با تعدادی قوانین، می‌باشد. این روش‌ها جواب بهینه صحیح را تضمین نمی‌کنند اما جواب‌های تقریبی را تولید می‌کنند. نخستین الگوریتم ابتکاری ارائه‌شده، الگوریتم تقسیم فضای هشتگانه<sup>۱۲</sup> بود که در سال ۱۹۸۹ توسط چیمانف<sup>۱۳</sup> و همکاران ارائه شد. در این روش، پس از مدل‌سازی منابع زمین‌شناسی، با اعمال محدودیت‌های هندسی و محدودیت‌های اقتصادی، حجم‌های قابل استخراج به دست می‌آید. سپس با اجرای الگوریتم تقسیم هشتگانه، حجم اولیه به هشت زیرحجم مساوی تقسیم و ارزیابی می‌شوند. این کار تا جایی ادامه می‌یابد که همه زیرحجم‌ها ارزیابی شوند. ایراد این الگوریتم این است که زیرحجم‌ها را به صورت مشترک در نظر نمی‌گیرد؛ بنابراین موجب می‌شود که باطله بیشتری در محدوده نهایی قرار گیرد [۱۱]. آلفورد<sup>۱۴</sup> در سال ۱۹۹۵ الگوریتم کارگاه شناور<sup>۱۵</sup> را برای تعیین محدوده بهینه زیرزمینی در سه بعد ارائه کرد. در این الگوریتم، با تعیین یک عیار حد اولیه برای ماده معدنی، یک بلوک مستطیل شکل (نشانگر ابعاد کمینه کارگاه) بر روی مدل بلوکی ثابت شناور می‌شود و دو پوش تعیین می‌شود: پوش خارجی (کارگاه‌های با عیار میانگین بالای عیار حد) و داخلی (کارگاه با بیشترین عیار میانگین). محدوده کارگاه بهینه باید در داخل پوش خارجی باشد و تا جای ممکن نزدیک به پوش داخلی قرار بگیرد. مهم‌ترین ایراد این روش اثر همپوشانی است و مزیت‌های مهم آن ساده بودن، عمومیت و دسترسی تجاری

امروزه با افزایش نیاز به منابع معدنی، کانسارهای با عمق زیاد مورد توجه قرار گرفته‌اند و گرایش به سمت معدنکاری زیرزمینی افزایش یافته است [۱]. با توجه به تنوع وسیع روش‌های معدنکاری زیرزمینی، توسعه یک روش عمومی برای تولید طرح‌های بهینه معادن زیرزمینی چالش مهمی در بهینه‌سازی معادن زیرزمینی به شمار می‌رود [۲]. بهینه‌سازی محدوده کارگاه زیرزمینی و زمان‌بندی تولید از مهم‌ترین بخش‌های طراحی معدنکاری زیرزمینی محسوب می‌شوند که نتایج طراحی این دو بخش تأثیر زیادی بر یکدیگر و نیز بر کل پروژه معدنکاری دارد، چراکه جانمایی بهینه کارگاه‌ها بر بهینه‌سازی ارزش در مرحله بعدی یعنی زمان‌بندی تولید تأثیر می‌گذارد. محدوده بهینه کارگاه در عملیات معدنکاری زیرزمینی ارزش تنزیل نشده<sup>۱</sup> را مشروط به محدودیت‌های فیزیکی و ژئوتکنیکی موجود بهینه می‌کند [۳]. در حالی که زمان‌بندی تولید به دنبال تعیین استراتژی مدیریت سرمایه‌گذاری و فراهم کردن توالی معدنکاری با در نظر گرفتن محدودیت‌های عملیاتی و فیزیکی و برآورده کردن کمیت‌های مورد تقاضای هر نوع ماده خام در هر دوره زمانی در طول عمر معدن است [۴] در ادامه، الگوریتم‌های توسعه‌یافته برای تعیین محدوده بهینه به صورت خلاصه بحث خواهد شد.

عطائی‌پور در سال ۲۰۰۵ الگوریتم‌های بهینه‌سازی محدوده کارگاه را به دو دسته روش‌های ریاضی محور یا دقیق<sup>۲</sup> و روش‌های جستجو محور یا ابتکاری<sup>۳</sup> تقسیم کرد [۵]. روش‌های ریاضی محور یا دقیق اساس ریاضیاتی دارند و جواب بهینه صحیح را مطابق با شرایط و محیط به‌کاررفته، تولید می‌کنند. نخستین بار ریدل<sup>۴</sup> در سال ۱۹۷۷ از روش ریاضی محور برنامه‌ریزی پویا<sup>۵</sup> برای بهینه‌سازی محدوده معدنکاری زیرزمینی برای طراحی محدوده کارگاه تخریب بلوکی استفاده کرد که اصلاح الگوریتم ارائه‌شده برای بهینه‌سازی محدوده کاواک بود. اگرچه به هنگام مواجهه با مسائل با نواحی کم‌پایین، الگوریتم بیشتر به ابتکاری مایل می‌شود و شک و تردید درباره بهینه صحیح بودن جواب افزایش می‌یابد [۶]. روش زمین‌آمار پایین‌دستی<sup>۶</sup> در سال ۱۹۸۴ توسط دریزم<sup>۷</sup> و همکارانش، در پروژه معدنکاری زیرزمینی اورانیوم استفاده شد که اساس آن شبیه‌سازی عملیات معدنکاری از ماده معدنی برجا تا کارخانه فرآوری بر روی مدل کانسار است. آن‌ها از اصول پردازش تصویر و مفاهیم گشودن و بستن برای انتخاب بلوک‌های ماده معدنی که می‌توانند وارد محدوده کارگاه شوند، استفاده کردند [۷].

با توجه به مرور بر مطالعات موجود، می‌توان دریافت که اکثر تحقیقات انجام‌شده در طراحی معدنکاری زیرزمینی همچنان بر روش‌های تجربی دستی و مجزا تکیه دارند. در این روش‌ها، هر بخش به‌صورت جداگانه طراحی می‌شود و جواب مسئله اول، ورودی مسئله بعدی را تشکیل می‌دهد و تا تکمیل طرح معدن ادامه می‌یابد [۱۹]. ویتل بعد از ۶ سال مطالعه در ۱۵ عملیات معدنکاری مختلف، به این نتیجه رسید که بهینه‌سازی بخش‌های مختلف زنجیره معدنکاری به‌صورت مجزا قابل‌قبول نیست چراکه هر نوع تصمیم‌گیری در هر نقطه از زنجیره ارزش بر تصمیم‌گیری سایر نقاط تأثیر می‌گذارد. وی روش بهینه‌سازی سازمانی<sup>۲۴</sup> را برای بهینه‌سازی همزمان همه نقاط زنجیره ارزش<sup>۲۵</sup> معرفی کرد [۲۰]. نرینگ<sup>۲۶</sup> و همکارانش در سال‌های ۲۰۱۰ و ۲۰۱۲ از بهینه‌سازی همزمان برای بهینه‌سازی همزمان طرح بلندمدت و کوتاه‌مدت و نیز کوتاه‌مدت و میان‌مدت با یک مدل ریاضی در یک عملیات SLS شامل ۳۰ کارگاه استفاده کردند [۲۱، ۲۲]. همچنین لیتل<sup>۲۷</sup> و همکارانش بهینه‌سازی محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید را یکپارچه کردند. نتایج تحقیقات بهینه‌سازی همزمان این بود که در نظرگیری تعاملات و تأثیرات بین بخش‌های مختلف معدنکاری زیرزمینی در طول بهینه‌سازی، نتایج سودآورتری تولید و دید جامعی را نسبت به عملیات می‌دهد که به پیشگویی و مدیریت مسائل و مشکلات بین بخش‌ها کمک می‌کند [۱۹]. کولپند و نرینگ<sup>۲۸</sup> مدل ارائه‌شده توسط لیتل را برای زمان حل کمتر ارتقا دادند. آن‌ها با استفاده از دو روش سازمان‌دهی داده‌ها و نیز استفاده از متغیر خلاصه برای دربرگیری تمام افق زمانی، زمان حل را از ۳۱ ساعت به ۲ ساعت و ۱۵ دقیقه کاهش دادند [۱].

با توجه به اینکه مطالعات انجام شده در زمینه بهینه‌سازی همزمان محدوده بهینه کارگاه و زمان بندی تولید اندک بوده و اندک مطالعات حاضر بر روی کانسار فرضی مدل خود را اجرا کرده‌اند، در این مقاله یک مدل عدد صحیح به‌منظور بهینه‌سازی همزمان محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید در یک عملیات SLS در یک کانسار آهن ارائه شده است. از آنجا که با افزایش تعداد متغیرهای تصمیم، زمان حل مدل عدد صحیح به صورت نمایی افزایش می‌یابد، در این تحقیق از ۴ روش کاهش زمان حل که در مطالعات قبلی در این حوزه ارائه شده بودند، استفاده شد.

## ۲- برنامه‌ریزی ریاضی

مسئله بهینه‌سازی محدوده کارگاه زیرزمینی و زمان‌بندی

آن است [۱۲]. الگوریتم ابتکاری دیگری توسط عطائی پور در سال ۲۰۰۴ تحت عنوان الگوریتم باارزش‌ترین همسایگی<sup>۱۶</sup> (MVN) ارائه شد. این روش بهترین ترکیب بلوک‌ها که همسایگی نامیده می‌شود را به همراه ارزیابی همسایگی‌های ممکن در اطراف هر بلوک، نشان می‌دهد. فهم آسان و امکان تحلیل سه‌بعدی جواب بهینه، از مزایای مهم این الگوریتم است. نقاط ضعف الگوریتم شامل تغییر محدوده کارگاه در اثر تغییر محل شروع ارزیابی و اولویت در انتخاب بلوک‌هایی که زودتر بررسی می‌شوند، است [۱۳]. جلالی و حسینی در سال ۲۰۰۹ الگوریتم جدیدی را برای بهینه‌سازی محدوده استخراج زیرزمینی در یک طبقه یا پهنه بر مبنای الگوریتم حریمانه<sup>۱۷</sup> ارائه کردند. برای اجرای الگوریتم، ابتدا محدوده مدل‌سازی شده با یک مدل گرافی شبیه‌سازی شده و سپس از روش دیکسترا<sup>۱۸</sup> برای یافتن کوتاه‌ترین مسیر در یک گراف (مرزهای محدوده استخراج بهینه) از یک رأس به سایر رئوس استفاده شده است [۱۴]. در سال ۲۰۱۰ توپال و سنز<sup>۱۹</sup> الگوریتم ابتکاری دیگری را برای تولید مرزهای کارگاه با سود بیشینه در سه جهت ارائه کردند. در این الگوریتم، انتخاب کارگاه‌ها در این روش بر اساس ترتیب مشخص شده با معیار اولیتهی کاربر انجام می‌شود. محققان برای در نظرگیری همه ترکیب‌های کارگاه‌ها، پوش‌هایی حول کارگاه‌ها توسعه دادند و سپس میانگین آن‌ها را به‌هنگام انتخاب یک کارگاه در نظر گرفتند و روش بهینه‌سازی جدیدی برای موقعیت کارگاه ارائه کردند که سائزهای متغیر کارگاه، ارزش‌های بلوک و هزینه‌های استخراج در سه بعد را در نظر می‌گرفت [۱۵]. زیائو بی<sup>۲۰</sup> و همکارانش در سال ۲۰۱۳ الگوریتم جدیدی را برای بهینه‌سازی طراحی کارگاه برای روش استخراج از طبقات فرعی<sup>۲۱</sup> (SLS) ارائه کردند. در این روش ابتدا مختصات بالارو قائم در قالب مختصات استوانه‌ای بیان می‌شود، سپس با استفاده از روش جریان شبکه موقعیت کارگاه بهینه متعلق به موقعیت و ارتفاع بالارو موردنظر به دست می‌آید. در نهایت از الگوریتم ژنتیک برای بهینه‌سازی دوپل‌های چندگانه استفاده می‌شود. الگوریتم به‌طور مؤثر محدودیت‌های ژئوتکنیکی را برآورده می‌سازد و کارگاه بهینه واقعی را تولید می‌کند [۱۶]. از جدیدترین مطالعاتی که در زمینه بهینه‌سازی محدوده کارگاه انجام شده‌اند می‌توان از الگوریتم ابتکاری ارائه‌شده توسط ساندايانکه<sup>۲۲</sup> و همکاران سال ۲۰۱۵ و الگوریتم هیبرید تقریبی سه‌بعدی<sup>۲۳</sup> نیک‌بین و همکاران سال ۲۰۱۸ نام برد [۱۷، ۱۸]. هدف اصلی مطالعات اخیر ارائه الگوریتمی بود که با غلبه بر کاستی‌های روش‌های قبلی به جوابی دست یابند که تا حد ممکن به جواب بهینه صحیح نزدیک باشد.

تابع هدف:

$$f = \text{Max} \left[ \sum_{s=1}^S \sum_{t=1}^T PV_t \cdot FC_s \cdot e_{st} \right] \quad (1)$$

محدودیت‌ها:

$$\sum_t e_{st} + \sum_t e_{s't} \leq 1 \quad \forall s|s' \in o_s \quad (2)$$

$$\sum_t e_{st} + \sum_t e_{s't} \leq 1 \quad \forall s|s' \in b_s \quad (3)$$

$$\sum_t e_{st} + \sum_t e_{s't} \leq 1 \quad \forall s|s' \in e_s \quad (4)$$

$$e_{st} + e_{s't} \leq 1 \quad \forall s|s' \in j_s \quad (5)$$

$$\sum_{t \in tp_t} e_{st} + \sum_{s' \in j_s} e_{s't} \leq 2 \quad \forall s, t \quad (6)$$

$$\sum_{s=1}^S M_s \cdot e_{s,t} = Q_s \quad \forall t \quad (7)$$

$$\sum_{s=1}^S v_s \cdot e_{st} \leq BF \quad \forall t \quad (8)$$

$$\sum_{s=1}^S G_s \cdot R \cdot M_s \cdot e_{st} \leq U_t \quad \forall t \quad (9)$$

$$\sum_{s=1}^S G_s \cdot R \cdot M_s \cdot e_{st} \geq L_t \quad \forall t \quad (10)$$

$$e_{st} \text{ and } e_{s't} = \text{binary integer} \quad (11)$$

در معادله ۱ تابع هدف به دنبال بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی ۳ است. محدودیت ۲، از قرار گرفتن کارگاه‌های هم‌اندازه بالای سر هم و شکل‌گیری صفحات قائم مواد پرکننده و عامل گسیختگی جلوگیری می‌کند. محدودیت ۳، عدم همپوشانی کارگاه‌ها و وجود کارگاه فقط در یک فاز فعالیت کارگاهی در هر دوره را تضمین می‌کند. محدودیت ۴، تضمین می‌کند که کارگاه‌های با مرز مشترک دارای سطح استخراج عملی باشند. محدودیت ۵، از تولید همزمان در کارگاه‌های مجاور جلوگیری می‌کند. محدودیت ۶، تولید در هر کارگاه مجاور کارگاه پر شده را به یک کارگاه محدود می‌کند. محدودیت‌های ۷ و ۸، کمیت مواد معدنی استخراجی و مواد پرکننده را به ترتیب به ظرفیت ناوگان حمل‌ونقل و ظرفیت مواد پرکننده در هر دوره محدود می‌کنند. محدودیت‌های ۹ و ۱۰، نیز قرارگیری تناژ فلز تولید شده در بازه موردقبول کارخانه و در نتیجه کاهش نوسانات خوراک کارخانه را تضمین می‌کنند. در نهایت محدودیت ۱۱، عدد صحیح بودن متغیرها را اعمال می‌کند.

تولید را می‌توان با استفاده از تکنیک‌های تحقیق در عملیات موجود فرموله کرد. مدل ارائه‌شده از روش برنامه‌ریزی عدد صحیح (IP) برای حل این مسئله در عملیات SLS استفاده کرده است؛ چراکه IP به علت توانایی آن در حل مسائل چند محدودیتی و چند دوره‌ای مدل برنامه‌ریزی رایجی به شمار می‌رود. مدل به‌کاررفته بر اساس مدل ارائه‌شده توسط تروت<sup>۲۹</sup> در سال ۱۹۹۵ است که بعدها توسط نرینگ در سال ۲۰۰۷ تکمیل شد [۲۴، ۲۳]. مدل IP ارائه‌شده به دنبال بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی با در نظر گرفتن محدودیت‌های عملیاتی موجود است. تولید کارگاه در ۴ فاز (۲ فاز استخراج، یک فاز تخلیه و یک فاز پرکردن) انجام می‌شود. در ادامه جزئیات مدل آورده شده است:

مجموعه‌ها و پارامترها:

$s$	هر کارگاه با توجه به موقعیت اولین و آخرین بلوک آن نام‌گذاری می‌شود.
$t$	دوره زمانی: $t = 1, 2, 3, \dots, T$
$b_s$	مجموعه کارگاه‌های دارای بلوک مشترک با کارگاه $s$
$j_s$	مجموعه کارگاه‌های مجاور با کارگاه $s$
$o_s$	مجموعه کارگاه‌های هم‌اندازه روی سر کارگاه $s$
$e_s$	مجموعه کارگاه‌های دارای سطح استخراج عملی با کارگاه $s$
$tp_t$	مجموعه دوره‌های زمانی شامل همه دوره‌ها تا دوره $t$
$G_s$	عیار ماده معدنی (/) برای هر کارگاه
$R$	بازیابی
$M_s$	تناژ استخراجی از هر کارگاه
$\rho$	دانسیته مواد پرکننده
$v_s$	حجم مواد پرکننده لازم برای کارگاه $s$
$PV_t$	فاکتور تنزیل ارزش خالص برای هر دوره $t$
$FC_s$	جریان نقدینگی حاصل از کارگاه $s$
$U_t, L_t$	حدود پایین و بالای تناژ فلز ارسالی به کارخانه در دوره $t$
$BF$	ظرفیت مواد پرکننده در هر دوره $t$
$Q_s$	ظرفیت ناوگان حمل‌ونقل در دوره $t$

متغیر تصمیم:

$e_{st}$  اگر کارگاه  $s$  در دوره  $t$  استخراج شود ۱ در غیر این صورت صفر

### ۳- استراتژی‌های کاهش زمان حل

تعداد متغیرهای به‌کاررفته در مدل IP، مهم‌ترین مسئله در زمان‌بندی تولید معادن زیرزمینی است که بر حل آن تأثیر می‌گذارد به‌گونه‌ای که با افزایش تعداد متغیرها زمان حل به‌صورت نمایی افزایش می‌یابد. متغیرهای زیاد و محدودیت‌های پیچیده حل مسئله را با کامپیوترهای استاندارد به دلیل کمبود حافظه، مشکل می‌سازد [۲۵]. در مطالعه حاضر، چهار راهکار کاهش زمان حل ارائه شده در مطالعات گذشته، استفاده شده است که به شرح زیر است [۲۵]:

#### ۳-۱- پیش‌پردازش داده‌ها<sup>۳۱</sup>

همان‌طور که در شکل ۱ دیده می‌شود، استفاده از داده‌های سازمان‌یافته کارگاهی به‌جای بلوک‌ها در کاهش زمان حل ضروری است. این عمل باعث کاهش تعداد متغیرهای مدل می‌شود. چراکه فراهم کردن داده‌های اولیه برای مدل، استفاده از محدودیت‌ها را تسهیل می‌کند. داده‌های یادشده شامل تمام کارگاه‌های ممکن در مدل بلوکی، عیار متوسط و تناژ استخراجی و حجم پرکننده لازم برای هر کارگاه و نقدینگی تنزیل نشده هر کارگاه است [۲۵].

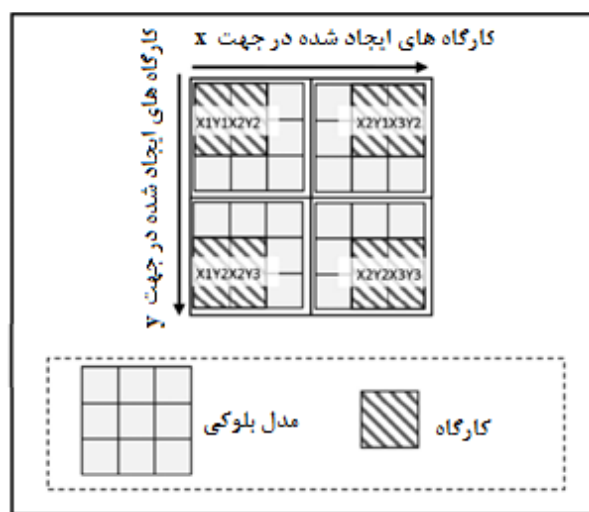
موجود در تعیین کارگاه‌های مجاور<sup>۳۴</sup> (کارگاه‌های با مرز مشترک یا هم‌سطح) و کارگاه‌های غیرمجاز (با بلوک مشترک یا هم‌اندازه بالای سر هم)<sup>۳۵</sup> محاسبه می‌شوند. شکل ۲ این کارگاه‌ها را نشان می‌دهد. با استفاده از کد نویسی متلب، محدودیت‌های کارگاه‌های مرزی یا بلوک مشترک، مجاور، هم‌اندازه بالای سر هم و کارگاه‌های با سطح استخراج مشترک در قالب ماتریس‌های دودویی با ابعاد  $n \times n$  (تعداد کارگاه‌ها) نشان داده شدند. مقدار یک در ماتریس فوق نشان‌دهنده کارگاه‌هایی است که از محدودیت فوق تخطی می‌کنند. لذا وقتی در مدل نوشته شده  $\forall s|s' \in b_s$  یعنی ماتریس دودویی  $b_s$  با ابعاد  $n \times n$  نشانگر محدودیت کارگاه‌های با بلوک مشترک است و  $s'$  مجموعه کارگاه‌هایی را دربرمی‌گیرد که با کارگاه  $s$  بلوک مشترک دارند (یعنی مقدار متناظر آن‌ها در ماتریس دودویی  $b_s$  ۱ است)، و طبق محدودیت ۳، از بین کارگاه‌هایی که بلوک مشترک دارند، فقط یک کارگاه مجاز است که تولید شود، که این محدودیت عدم همپوشانی کارگاه‌ها را تضمین می‌کند. از نقطه‌نظر محاسباتی، حجم محاسبات با استفاده از ورودی‌های باینری نسبت به حالت خواندن داده‌های زیاد، کم می‌شود.

کارگاه مرزی	کارگاه مجاور
کارگاه‌هایی که بلوک مشترک با کارگاه اصلی هستند.	کارگاه‌هایی که یک مرز مشترک با کارگاهی اصلی در جهت X, Y, Z دارند
کارگاه آفست	کارگاه با سطح استخراج مشترک
کارگاه‌هایی هم‌اندازه با کارگاه اصلی که درست بالای کارگاه اصلی قرار دارند	کارگاه‌هایی که در مجاورت کارگاه اصلی قرار دارند ولی سطوح استخراج مشترک ندارند.

شکل ۲- نمایش گرافیکی کارگاه‌های مرزی یا بلوک مشترک، مجاور، هم‌اندازه بالای سر هم و با سطح استخراج مشترک [۲۵].

#### ۳-۳- استفاده از متغیرهای تصمیم مؤثر<sup>۳۶</sup>

به‌کارگیری یک متغیر تصمیم برای تعیین قرارگیری کارگاه



شکل ۱- نمایش گرافیکی کارگاه‌های با ابعاد  $2 \times 2$  در مدل بلوکی  $3 \times 3$  [۲۵].

#### ۳-۲- استفاده از محدودیت‌های موجز و مختصر<sup>۳۲</sup>

استفاده از داده‌های ژئوتکنیکی پیش‌تولید شده با کد نویسی در نرم‌افزار متلب<sup>۳۳</sup> قبل از بهینه‌سازی، نیاز به متغیرها و محدودیت‌های اضافی در مدل و محاسبات حین بهینه‌سازی را کاهش می‌دهد که به کاهش پیچیدگی مدل بدون تخطی از بهینگی کمک می‌کند. ماتریس‌های باینری با توجه به قوانین

#### ۴-۲- نتایج اجرای مدل

مدل ریاضی ارائه شده از روش IP برای بهینه سازی همزمان محدوده کارگاه و زمان بندی برای عملیات SLS استفاده کرده است. برای اعتبارسنجی روش همزمان، بهینه سازی این دو بخش به صورت مجزا نیز انجام می شود و سپس نتایج دو روش با هم مقایسه می شود. لازم به ذکر است که در روش مجزا، ابتدا محدوده بهینه با اجرای محدودیت های ۲ و ۳ و ۷ تعیین و سپس زمان بندی بهینه با اجرای باقی محدودیت ها انجام شده است. هر دو نوع روش بهینه سازی روی یک مدل بلوکی و با در نظرگیری پارامترهای یکسان به کاررفته و با استفاده از بسته حل گر CPLEX 12.6 حل شده است. در نهایت، نتایج به دست آمده از هر دو مدل با هم مقایسه شدند. پارامترهای به کاررفته در حل مدل در جدول ۱ ذکر شده است. قابل ذکر است که هزینه های متغیر به صورت دلار بر تن بیان می شوند که شامل هزینه هایی است که در حین عملیات برای هر فعالیت صرف می شود در حالیکه هزینه های ثابت، در شروع تولید هر کارگاه اعمال می شوند. با استفاده از پارامترهای فوق ارزش تنزیل نشده هر کارگاه محاسبه می شود. همانطور که قبلا گفته شد فرض بر این است که تولید از هر کارگاه شامل دو دوره استخراج، یک دوره تخلیه و یک دوره پر کردن است که باید به طور متوالی و بدون وقفه انجام شوند؛ بنابراین تولید از هر کارگاه در چهار دوره تکمیل می شود.

جدول ۱- پارامترهای به کاررفته در مدل بهینه سازی.

پارامتر	واحد	مفروضات
بازیابی	درصد	۹۵
قیمت متوسط فلز	دلار بر تن	۴۰
هزینه استخراج ثابت	دلار بر هر کارگاه	۱۲۰۰۰۰۰
هزینه استخراج متغیر	دلار بر تن	۱۵
هزینه پر کردن ثابت	دلار بر هر کارگاه	۱۰۵۰۰۰۰
هزینه پر کردن متغیر	دلار بر مترمکعب	۱۰
نرخ تنزیل	درصد	۱۰
ظرفیت تولید در هر دوره	تن در دوره	۱۴۰۰۰۰
حد بالای فلز ورودی به کارخانه	کیلوگرم در دوره	۸۰۰۰۰
حد پایین فلز ورودی به کارخانه	کیلوگرم در دوره	۵۰۰۰۰
دانسیتته ماده معدنی و پرکننده	تن بر مترمکعب	۲,۰۵ و ۵,۰۱۳
ظرفیت مواد پرکننده	مترمکعب	۳۰۰۰۰

در محدوده بهینه و نیز تعیین بهترین زمان بندی برای هر کارگاه (مؤلفه زمان در متغیر تصمیم)، نیاز به استفاده از یک متغیر جدا را برای هر یک حذف می کند.

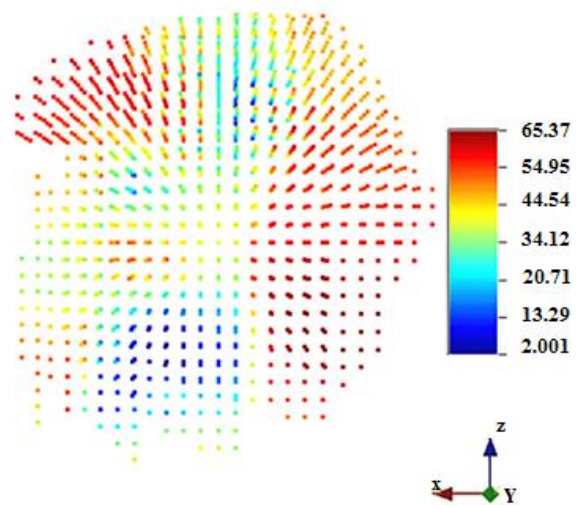
#### ۴-۳- تئوری توالی طبیعی<sup>۳۷</sup>

طبق این تئوری، شروع اولین فعالیت کارگاهی، دوره های زمانی شروع فعالیت های بعدی تولید را تعیین می کند؛ بنابراین می توان در ازای استفاده از متغیرهای باینری مجزا برای هر فعالیت کارگاهی، از یک متغیر استفاده کرد [۲۵].

#### ۴- نتایج و بحث

##### ۱-۴- مطالعه موردی

به منظور حل مدل ارائه شده، یک کانسار آهن واقع در بخش مرکزی ایران به عنوان مطالعه موردی در نظر گرفته شده است. از آنجا که حجم داده ها برای مدل سازی بالا بود، بخشی از کانسار آهن فوق (آنومالی شمالی) انتخاب شد که توزیع عیاری در نقاط مختلف آن در شکل ۳ نشان داده شده است. مدل بلوکی شامل  $10 \times 10 \times 10$  برای کانسار فوق در نرم افزار دیتامین ساخته شد که شامل ۱۴۵۳ بلوک است که از این تعداد ۷۷۲ بلوک ماده معدنی با متوسط عیار ۴۳,۳۹ درصد است. عملیات معدنکاری زیرزمینی کانسار فوق به صورت روش استخراج از طبقات فرعی در نظر گرفته شد. در این راستا، ابعاد کارگاه های استخراجی  $30 \times 30 \times 30$  متر  $\times$  ۳۰ متر در نظر گرفته شده و تعداد ۱۳۹۰ کارگاه محتمل روی مدل بلوکی قرار گرفته است. مختصات هر بلوک و عیار آن مشخص است و با توجه به ابعاد کارگاه  $(30 \times 30 \times 30)$  و ابعاد بلوک ها، موقعیت های مختلف قرارگیری کارگاه ها به دست می آید که هر کارگاه با مختصات نقطه شروع و نقطه پایان خود مشخص می شود.



شکل ۳- توزیع عیاری مدل بلوکی کانسار آهن.

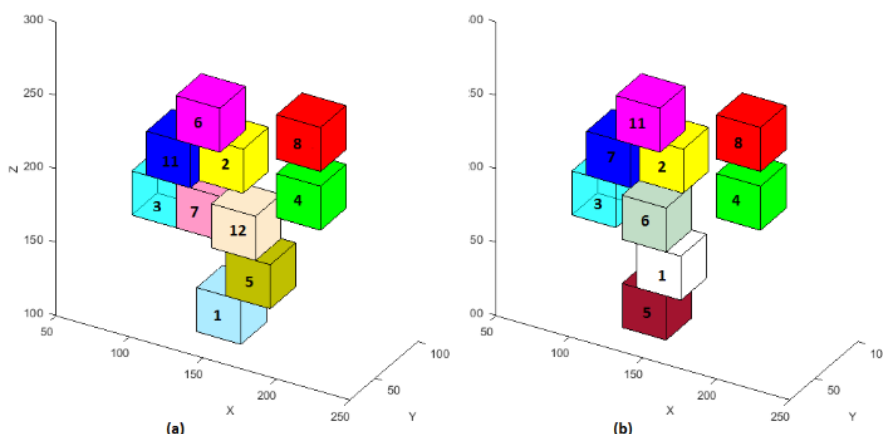
در مرحله اول ۱۱ کارگاه در محدوده بهینه قرار می‌گیرند. سپس در مرحله بعد این ۱۱ کارگاه زمان‌بندی می‌شوند که با توجه به اعمال محدودیت‌های زمان‌بندی ۱۰ کارگاه زمان‌بندی می‌شوند. ارزش خالص فعلی حاصل از این روش ۴۴۷۵۸۳۸ دلار است. درحالی‌که با استفاده از روش بهینه‌سازی همزمان ارزش خالص فعلی ۵۱۹۳۸۷۲ به دست آمد که در مقایسه با روش مجزا ۷۱۸۰۳۴ دلار افزایش داشت. به عبارت دیگر NPV به میزان ۱۶/۰۴ درصد رشد داشته است. بنابراین این نتایج با نتایج حاصل از مطالعات قبلی در این زمینه هم‌خوانی دارد [۱۹]. برای مقایسه بهتر نتایج، نمودارهای تجمعی NPV و بازیابی فلز ترسیم‌شده برای دو روش همزمان و مجزا، در شکل ۵ نشان داده شده است.

جدول ۲- نتایج حاصل از دو روش بهینه‌سازی.

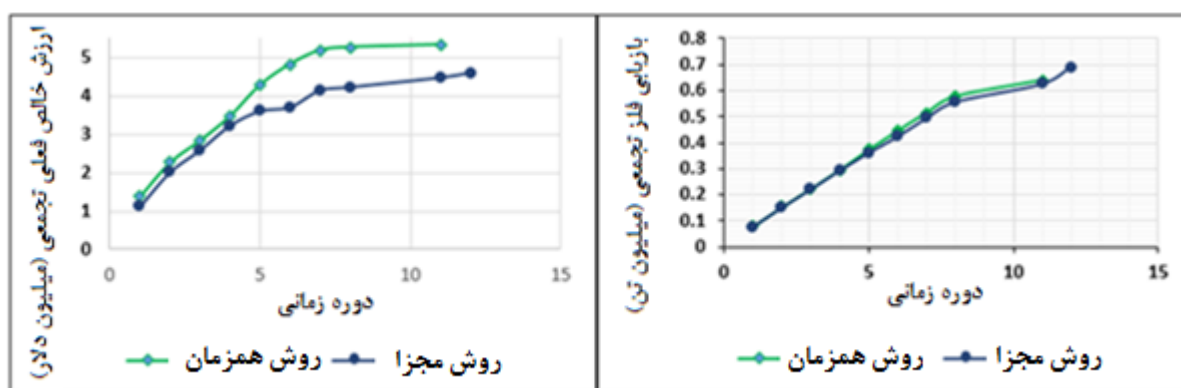
روش	NPV
بهینه‌سازی همزمان	۵۱۹۳۸۷۲
بهینه‌سازی مجزا	۴۴۷۵۸۳۸

با توجه به اینکه تعداد متغیرهای تصمیم‌باینری در مدل زیاد است، حل مستقیم مسئله کامل بهینه‌سازی به زمان زیادی نیاز دارد. برای حل این مشکل، چهار استراتژی ذکر شده برای کاهش زمان حل استفاده و مدل در چند دقیقه حل شد. در ابتدا با روش مجزا و با اعمال محدودیت‌های ۲ و ۳ و ۷، محدوده بهینه کارگاه‌ها با هدف بیشینه‌سازی ارزش اقتصادی به دست آمد؛ سپس با اجرای مدل کامل و با لحاظ همه محدودیت‌ها روی محدوده بهینه حاصل، کارگاه‌ها برای بیشینه کردن ارزش خالص فعلی زمان‌بندی شد. در مرحله بعد محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید به صورت همزمان و با در نظرگیری همه محدودیت‌های مربوط به این دو بخش برای بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی بهینه می‌شود.

کارگاه‌های انتخاب‌شده برای قرارگیری در محدوده بهینه و نیز زمان‌بندی هر کدام از کارگاه‌های انتخاب‌شده در دو روش مختلف همزمان و مجزا در جدول ۲، شکل ۴ و جدول ۳ نشان داده شده است. همان‌طور که از جدول ۳ مشاهده می‌شود، در حالت مجزا که دو بخش به صورت جداگانه بهینه‌سازی می‌شوند،



شکل ۴- کارگاه‌های انتخاب‌شده با زمان‌های شروع تولید مربوطه: (a) روش مجزا؛ (b) روش همزمان.



شکل ۵- نمودار تجمعی ارزش خالص فعلی و میزان بازیابی فلز برای هر روش بهینه‌سازی.

جدول ۳- کارگاه‌های انتخاب‌شده در هر کدام از روش‌های بهینه‌سازی.

بهینه‌سازی همزمان		بهینه‌سازی مجزا	
کارگاه‌های زمان‌بندی شده (زمان شروع)	کارگاه‌های انتخاب‌شده (مختصات بلوک شروع)	کارگاه‌های زمان‌بندی شده (زمان شروع)	کارگاه‌های انتخاب‌شده (مختصات بلوک شروع)
کارگاه ۶ (۳)	کارگاه ۶ (۴۰ و ۹۰ و ۱۷۰)	کارگاه ۶ (۳)	کارگاه ۶ (۴۰ و ۹۰ و ۱۷۰)
کارگاه ۱۷ (۷)	کارگاه ۱۷ (۱۰۰ و ۴۰ و ۲۰۰)	کارگاه ۱۷ (۱۱)	کارگاه ۱۷ (۱۰۰ و ۴۰ و ۲۰۰)
کارگاه ۴۹ (۱۱)	کارگاه ۴۹ (۱۲۰ و ۴۰ و ۲۳۰)	کارگاه ۴۳ (۱۷)	کارگاه ۴۳ (۱۲۰ و ۴۰ و ۱۷۰)
کارگاه ۶۱ (۵)	کارگاه ۶۱ (۱۳۰ و ۳۰ و ۱۱۰)	کارگاه ۴۹ (۶)	کارگاه ۴۹ (۱۲۰ و ۴۰ و ۲۳۰)
کارگاه ۶۷ (۶)	کارگاه ۶۷ (۱۳۰ و ۳۰ و ۱۷۰)	کارگاه ۹۱ (۲)	کارگاه ۶۴ (۱۳۰ و ۳۰ و ۱۴۰)
کارگاه ۹۱ (۲)	کارگاه ۹۱ (۱۳۰ و ۵۰ و ۲۰۰)	کارگاه ۹۸ (۱)	کارگاه ۹۱ (۱۳۰ و ۵۰ و ۲۰۰)
کارگاه ۱۰۱ (۱)	کارگاه ۱۰۱ (۱۴۰ و ۳۰ و ۱۴۰)	کارگاه ۱۳۶ (۱۲)	کارگاه ۴۹ (۱۲۰ و ۴۰ و ۲۳۰)
کارگاه ۱۸۸ (۴)	کارگاه ۱۸۸ (۲۰۰ و ۲۰ و ۲۱۰)	کارگاه ۱۵۲ (۵)	کارگاه ۱۳۶ (۱۵۰ و ۳۰ و ۱۷۰)
کارگاه ۱۹۲ (۸)	کارگاه ۱۹۲ (۲۰۰ و ۲۰ و ۲۵۰)	کارگاه ۱۸۸ (۴)	کارگاه ۱۵۲ (۱۶۰ و ۳۰ و ۴۰)
		کارگاه ۱۹۲ (۸)	کارگاه ۱۸۸ (۲۰۰ و ۲۰ و ۲۱۰)
			کارگاه ۱۹۲ (۲۰۰ و ۲۰ و ۲۵۰)

### ۵- نتیجه‌گیری

طراحی معدنکاری زیرزمینی غالباً به روش‌های تجربی دستی متکی‌اند که در آن‌ها، هر بخش به‌صورت مجزا طراحی می‌شود. از آنجاکه در این روش‌ها اثرات تعاملی بخش‌های مختلف طراحی معدنکاری زیرزمینی نادیده گرفته می‌شود جواب بهینه جزئی به‌دست می‌آید. در سال‌های اخیر، رشد چشم‌گیری در گرایش به روش‌های همزمان بهینه‌سازی مشاهده شده است. دلیل آن این است که این روش‌ها قادر به ارائه یک دید جامع در تصمیم‌گیری‌های طراحی، تولید طرح‌های معدنکاری سودآورتر و مدیریت مسائل و مشکلات بین بخش‌های مختلف هستند. در این پژوهش، یک مدل ریاضی عدد صحیح برای بهینه‌سازی همزمان محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید در عملیات استخراج از طبقات فرعی استفاده شد و نتایج حاصل با روش بهینه‌سازی مجزا مقایسه شد. نتایج به دست آمده نشان می‌دهد که بهینه‌سازی محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید به‌صورت مجزا بهینگی را تضمین نمی‌کند؛ زیرا برآورده سازی تمام پیچیدگی‌های موجود در قوانین زمان‌بندی همراه با اهداف رقابتی بخش‌های مختلف غیرممکن است. از طرفی دیگر، به کار بردن روش بهینه‌سازی همزمان محدوده کارگاه و زمان‌بندی تولید باعث افزایش حدود ۱۶/۰۴ درصدی در ارزش خالص فعلی پروژه در مقایسه با روش مجزا شد.

### پی‌نوشت‌ها

<sup>1</sup> Undiscounted Cash Flow

<sup>2</sup> Rigorous

- <sup>3</sup> Heuristic
- <sup>4</sup> Riddle
- <sup>5</sup> Dynamic Programming
- <sup>6</sup> Downstream Geostatistics Approach
- <sup>7</sup> Deraisme
- <sup>8</sup> Ovanic and Young
- <sup>9</sup> Branch and Bound Method
- <sup>10</sup> Probable Stope
- <sup>11</sup> Stope Boundary Optimization
- <sup>12</sup> The Octree Division Algorithm
- <sup>13</sup> Cheimanoff
- <sup>14</sup> Alford
- <sup>15</sup> Floating Stope
- <sup>16</sup> Maximum Value Neighborhood Algorithm
- <sup>17</sup> Greedy Algorithm
- <sup>18</sup> Dijkstra
- <sup>19</sup> Topal and Sens
- <sup>20</sup> Xiaoya Bai
- <sup>21</sup> Sublevel Stopping
- <sup>22</sup> Sandanayake
- <sup>23</sup> 3D Approximate Hybrid Algorithm
- <sup>24</sup> Enterprise Optimization
- <sup>25</sup> Value Chain
- <sup>26</sup> Nehring
- <sup>27</sup> Little
- <sup>28</sup> Copland and Nehring
- <sup>29</sup> Trout
- <sup>30</sup> Net Present Value
- <sup>31</sup> Pre-processing Data
- <sup>32</sup> Concise constraints
- <sup>33</sup> Matlab software
- <sup>34</sup> Adjacent stopes
- <sup>35</sup> Offset stopes
- <sup>36</sup> Using decision variables efficiently
- <sup>37</sup> Natural sequence theory



منابع

10. Jalali, S. E., Ataee-pour, M., Shahriar, K., and Elahi E.; 2007; A computer program to optimize stope boundaries using probable stope algorithm. *"Iranian Journal of Mining Engineering"*, Vol. 2, pp. 7- 14.
11. Cheimanoff, N. M., Deliac, E. P., and Mallet, J. L.; 1989; GEOCAD: an Alternative CAD Artificial Intelligence Tool that Helps Moving from Geological Resource to Mineable Reserves. Proceedings of the 21st International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry. Colorado pp. 471-478.
12. Alford, C.; 1995; Optimization in underground mine design. Proceedings of the 25th International APCOM Symposium. Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne pp. 213-218.
13. Ataee-pour, M.; 2004; Optimisation of Stope Limits Using a Heuristic Approach. *"Transactions of the Institute of Mining and Metallurgy A"*, Vol. 113, pp. 123-128.
14. Jalali, S. M. E., Hoseini, S. H.; 2009; Optimizatio of Stope Boundaries Using Greedy Algorithm. *"Iranian Journal of Mining Engineering (IRJME)"*, Vol. 4, pp. 1- 11.
15. Topal, E., and Sens, J.; 2010; A new algorithm for stope boundary optimization. *"Journal of Coal Science and Engineering (China)"*, Vol. 16, pp. 113-119.
16. Bai, X., Marcotte, D., and Simon, R.; 2014; A heuristic sublevel stope optimizer with multiple raises. *"Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy"*, Vol. 114, pp. 427-434.
17. Sandanayake, D. S. S., Topal, E., and Asad, M. W. A.; 2015; A heuristic approach to optimal design of an underground mine stope layout. *"Applied Soft Computing"*, Vol. 30, pp. 595-603.
18. Nikbin, V., Ataee-pour, M., Shahriar, K., and Pourrahimian, Y.; 2018; A 3D approximate hybrid algorithm for stope boundary optimization. *"Computers & Operations Research"*, In Pres.
19. Little, J., Knights, P., and Topal, E.; 2013; Integrated optimization of underground mine design and scheduling. *"Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy"*, Vol. 113, pp. 775-785.
20. Whittle, G.; 2010; Enterprise optimisation.
1. Copland, T., and Nehring, M.; 2016; Integrated optimization of stope boundary selection and scheduling for sublevel stoping operations. *"Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy"*, Vol. 116, pp. 1135-1142.
2. Alford, C., Dunn, P.; 2007; Optimisation in underground mine design, a new research collaboration. 33th APCOM Symp. Santiago, Chile pp. 213-217.
3. Sandanayake, D. S. S., Topal, E., and Asad, M. W. A.; 2015; Designing an optimal stope layout for underground mining based on a heuristic algorithm. *"International Journal of Mining Science and Technology"*, Vol. 25, pp. 767-772.
4. Pourrahimian, Y., and Askari-Nasab, H.; 2013; A multi-step approach for block-cave production scheduling optimization. *"International Journal of Mining Science and Technology"*, Vol. 23, pp. 739-750.
5. Ataee-Pour, M.; 2005; A critical survey of the existing stope layout optimization techniques. *"Journal of Mining Science"*, Vol. 41, pp. 447-466.
6. Riddle, J. M.; 1977; A dynamic programming solution of a block-caving mine layout. Proceedings of the Fourteenth International Symposium on Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry pp. 767-780.
7. Deraisme, J., De Fouquet, C., and Fraisse, H.; 1984; Geostatistical orebody model for computer optimization of profits from different underground mining methods. Proceedings of the 18th International Conference on the Application of Computers and Operations Research in the Mining Industry pp. 583-590.
8. Ovanic, J., and Young, D. S.; 1995; Economic optimisation of stope geometry using separable programming with special branch and bound techniques. Third Canadian Conference on Computer Applications in the Mineral Industry. Canada: MacGill University pp. 129-135.
9. Jalali, S. E., and Ataee-pour, M.; 2004; A 2D dynamic programming algorithm to optimize stope boundry. MPES, Taylor & Francis, London pp. 45-52.

23. Trout, L.; 1995; Underground mine production scheduling using mixed integer programming. 25th International APCOM Symposium Proceedings pp. 395-400.
24. Nehring, M., and Topal, E.; 2007; Production schedule optimisation in underground hard rock mining using mixed integer programming. Project Evaluation Conference 2007. Melbourne, Australia: *The Australasian Institute of Mining and Metallurgy*, pp. 169-175.
25. Little, J., and Topal, E.; 2011; Strategies to assist in obtaining an optimal solution for an underground mine planning problem using Mixed Integer Programming. *"International Journal of Mining and Mineral Engineering"*, Vol. 3, pp. 152-172.
21. Nehring, M., Topal, E., Kizil, M., and Knights, P.; 2010; An investigation to integrate optimum long-term planning with short planning in underground mine production scheduling. MPES2010: Mine Planning and Equipment Selection: IOM3, pp. 141-153.
22. Nehring, M., Topal, E., Kizil, M., and Knights, P.; 2012; Integrated short-and medium-term underground mine production scheduling. *"Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy"*, Vol. 112, pp. 365-378.