نشریه علمی پژوهشی «مهندسی معدن» دوره ۱۴، شماره ۴۴، پاییز ۱۳۹۸، صفحه ۱۰۰ تا ۱۱۴
Iranian Journal of Mining Engineering (IRJME) Vol 14, No 44, 2019, pp 100-114

ارایه رویکرد ترکیبی تعیین تراز گذار از استخراج روباز به زیرزمینی

مجتبی حسین‌پور[۱]، احمدرضا صیادی[۲*]، عزالدین بخت‌آور[۳]

[۱] دانشجوی دکتری، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران، m.hosseinpour@modares.ac.ir
[۲] دانشیار، دانشکده فنی و مهندسی، دانشگاه تربیت مدرس، تهران، ایران، sayadi@modares.ac.ir
[۳] استادیار، دانشکده مهندسی معدن و مواد، دانشگاه صنعتی ارومیه، ارومیه، ایران، e.bakhtavar@mie.uut.ac.ir

(دریافت: ۱۴ خرداد ۱۳۹۸ - پذیرش: ۱۰ شهریور ۱۳۹۸)

چکیده

یکی از تصمیمات کلیدی در خصوص کانسارهایی که قابلیت استخراج ترکیبی به هر دو روش روباز و زیرزمینی را دارا باشند، تعیین تراز گذار استخراج روباز به زیرزمینی است. حد گذار ترازیست که در پایین‌تر از آن، استخراج به روش زیرزمینی و در بالای آن استخراج به روش روباز، از جنبه‌های فنی و اقتصادی در اولویت است. سهولت، کاربردی بودن روش اجرا و سرعت دستیابی به جواب قابل قبول جزو الزامات مراحل اولیه مطالعات معدن از جمله تعیین حد گذار استخراج محسوب می‌شود. در این تحقیق، روشی کاربردی مبتنی بر ترکیب دو رویکرد الگوریتم لرچ و گروسمن و روش نسبت باطله‌برداری تعادلی (ESR) روباز و زیرزمینی، برای تعیین حد گذار ارایه شده است. بر اساس الگوریتم پیشنهادی، نخست باید کاواک‌های لانه‌ای و توسعه‌ای با هدف بیشینه‌سازی تابع هدف ارزش خالص فعلی (NPV) ایجاد شده و سپس نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای (ISR) هر یک از این کاواک‌های بهینه به دست آمده محاسبه شود. با توجه به روش(های) استخراج زیرزمینی جایگزین، نسبت باطله‌برداری تعادلی محاسبه و در نهایت تراز گذار با مقایسه نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای هر یک از این کاواک‌های بهینه با نسبت باطله‌برداری تعادلی تعیین می‌شود. در تحقیق حاضر، از این رویکرد برای تعیین تراز گذار در یک کانسار واقعی سنگ آهن استفاده شده است. برای اعتبارسنجی تراز گذار پیشنهادی روش ارایه شده، از برآورد و مقایسه ارزش خالص فعلی تراز گذار استفاده شده است. مقایسه ارزش خالص فعلی تجمعی به دست آمده از استخراج ترکیبی در پایین‌تر از کاواک و تراز گذار به دست آمده با روش پیشنهادی، نشان‌دهنده افزایش به طور میانگین، ۲۳ درصدی در ارزش خالص فعلی کلی استخراج نسبت به حالت تداوم استخراج به روش روباز است که تاییدکننده قابلیت روش در تعیین تراز گذار است.

کلمات کلیدی

تراز گذار، ارزش خالص فعلی، نسبت باطله‌برداری تعادلی، نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای، استخراج زیرزمینی.

* نویسنده مسئول مکاتبات.

۱- مقدمه

انتخاب روش استخراج تابع عوامل فنی و اقتصادی متعددی مانند ویژگی‌های هندسی کانسار (اندازه، شکل و عمق کانسار)، شرایط کانسنگ و سنگ میزبان، بهره‌وری، ظرفیت ماشین‌آلات، سرمایه مورد نیاز، هزینه‌های عملیاتی، نرخ تنزیل، استهلاک، بازیابی، درآمدها، ایمنی و جنبه‌های زیست‌محیطی است [۱]. به طور معمول، برای استخراج یک کانسار، دو روش کلی استخراج به روش سطحی و یا زیرزمینی در نظر گرفته می‌شود.

مساله تعیین حد گذار، به ویژه زمانی مطرح می‌شود که یک کانسار قابلیت استخراج ترکیبی به هر دو روش روباز و زیرزمینی را داشته باشد. در واقع، حد گذار بهینه، حدی است که در پایین‌تر از آن استخراج به روش زیرزمینی و در بالای آن استخراج کانسار به روش روباز، از جنبه‌های فنی و اقتصادی در اولویت باشد. تغییر در شرایط زمین‌شناسی، اطلاعات اکتشافی، میزان بازیابی، ظرفیت تولید و به ویژه تغییرات در پارامترهای اقتصادی مانند قیمت و هزینه، ممکن است در هر زمان، تراز گذار را دچار تغییر کند. از سوی دیگر، در معادنی که امکان استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی وجود داشته باشد، لازم است تا مدیران و برنامه‌ریزان معدن برای پیش‌بینی تمهیدات لازم، پیش از رسیدن به سال‌های پایان استخراج روباز، اطلاعات کافی از تراز انتقالی استخراج روباز به زیرزمینی داشته باشند.

بسیاری از معادن بزرگ در آینده نزدیک به حد نهایی کاواک استخراجی خود خواهند رسید [۲]، در نتیجه باید پیش از آن نسبت به تعیین حد یا تراز گذار اقدام کنند. از سوی دیگر، برخی از معادن بزرگ روباز در دنیا به دلیل افزایش عمق عملیات استخراج (و در نتیجه افزایش هزینه‌های معدنکاری و نگهداری) و نیز افزایش ملاحظات و الزامات زیست‌محیطی تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی را بررسی و برنامه‌ریزی کرده‌اند [۳]. از جمله معادنی که برای حفظ سودآوری از استخراج روباز به زیرزمینی انتقال یافته و یا در حال انتقال‌اند؛ می‌توان به معدن بزرگ مس پالابورا[1] در افریقای جنوبی [۴]، کانسار مس و طلای گرس‌برگ[2] در اندونزی [۵]، معدن الماس آرگیل[3] در استرالیای غربی [۶] و معدن مس چیکوئیکاماتا[4] در شیلی [۷] که روش زیرزمینی در نظر گرفته شده برای این معادن، یک روش تخریب بلوکی یا توده‌ای است.

زمانی که شرایط اقتصادی، تداوم عملیات استخراج روباز را توجیه نمی‌کند، در نقطه‌ای از معدن، روش‌های استخراج زیرزمینی به عنوان جایگزینی برای استخراج مواد معدنی به روش روباز در نظر گرفته می‌شوند. در این نقطه، استخراج مواد باقی‌مانده با روش روباز و روش‌های زیرزمینی با یکدیگر مقایسه می‌شوند. این نقطه اغلب با عنوان عمق گذار[5] شناخته می‌شود [۸]. تعیین این عمق که در تحقیق حاضر با عنوان تعیین تراز گذار بدان اشاره می‌شود، بیانگر عمقی است که در آن، گذار از استخراج روباز به زیرزمینی سودآورتر خواهد داد.

همزمان با پیشرفت در عمق، استخراج سطحی پرهزینه‌تر می‌شود. برای دستیابی به اعماق بیشتر، جابه‌جایی و حمل مقادیر بیشتری از مواد باطله به ازای هر تن ماده معدنی برای تامین پایداری شیب کاواک ضرورت می‌یابد. نه تنها مواد باطله بسیاری باید برداشته شوند، بلکه جابه‌جایی هر تن از مواد، نیاز به زمان و منابع بیشتری دارد. سایر هزینه‌ها از جمله هزینه‌های بازسازی معدن (در زمان بستن معدن)، نیز با گسترش معدن روباز افزایش می‌یابد. در مقایسه، مقدار بسیار کمتری از مواد در صورت نیاز برای استخراج همان میزان ماده معدنی به روش زیرزمینی باید برداشته شود. این اختلاف، در نهایت ممکن سبب شود که هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز از هزینه استخراج به روش زیرزمینی پیشی گیرد. این مساله، انگیزه اصلی اقتصادی برای تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی است [۹].

روش استخراج روباز از یک سو به دلیل برخی برتری‌ها در مقایسه با روش زیرزمینی از جمله مدیریت آسان‌تر، پیچیدگی کمتر، انعطاف‌پذیری بالاتر، ایمنی بیشتر و نیز دوره آماده‌سازی کمتر عموما نسبت به استخراج زیرزمینی اولویت دارد. به همین دلیل، برای ارجحیت یافتن استخراج زیرزمینی به روباز در مساله انتقال باید هزینه‌های اجرای روش استخراج زیرزمینی انتخاب شده، در مقایسه با روش استخراج روباز به طور محسوسی پایین‌تر باشد تا ضمن توجیه اقتصادی تغییر روش، بتواند سایر برتری‌های روش روباز در مقایسه با زیرزمینی را نیز توجیه کند. برای توجیه گذار از استخراج روباز به زیرزمینی، هزینه عملیاتی استخراج زیرزمینی باید با هزینه روباز قابل رقابت باشد و این مساله، تنها در برخی از روش‌های استخراج زیرزمینی به ویژه روش‌های کارگاهی تخریبی قابل دستیابی است. به همین دلیل است که در معادن کم عیار، برای دستیابی به میزان تولید بالا با هزینه کم، در طول و پس از فاز تغییر

[1]- Palabora
[2]- Grasberg
[3]- Argyle
[4]- Chuquicamata
[5]- Transition Depth (TD)

روش، معمولا روش‌های استخراج تخریب بلوکی/ پهنه‌ای و استخراج کارگاهی مورد استفاده قرار می‌گیرد [۱۰]. از دیدگاه فوئنتس و کاکرس [۲] به احتمال زیاد تنها روش‌های تخریب بلوکی/ پهنه‌ای به عنوان یک روش زیرزمینی، امکان توسعه عملیات استخراج را برای تداوم دستیابی به میزان تولید بالا و هزینه‌های پایین فراهم می‌کند. از دیدگاه رشیدنژاد و همکاران [۱۱] نیز همین مساله سبب توجه بیشتر به استخراج تخریبی شده است به گونه‌ای که همزمان با عمیق‌تر شدن منابع سطحی که به پیشتر به روش روباز استخراج می‌شدند، روش‌های استخراج تخریبی (از جمله تخریب بلوکی، تخریب پهنه‌ای و تخریب در طبقات فرعی) به دلیل برتری‌هایشان در زمینه‌های ایمنی، آهنگ تولید و هزینه‌های استخراج که قابل مقایسه با روش روباز است به عنوان گزینه‌های برتر استخراج ذخایر بزرگ و عمیق مطرح می‌شوند.

در معادنی که امکان استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی وجود داشته باشد با توجه به اهمیت داشتن یک برنامه بلند مدت برای یک استخراج ترکیبی، لازم است تا مدیران معدن، پیش از پایان استخراج روباز و حتی پیش از شروع آن، توانایی بررسی امکان و حدود تغییر روش در طول عمر معدن را برای پیش‌بینی تمهیدات لازم فنی و مالی داشته باشند.

برخی از پژوهشگران، تعیین حد گذار را جزیی از بازبینی طرح‌های سالانه استخراج دانسته‌اند [۱۲] و برخی نیز تعیین این حد را حتی در مراحل اولیه برنامه‌ریزی معادن روباز مورد نیاز می‌دانند [۱۳]. با این حال، از دیدگاه اپوکو و همکاران [۸] تعیین این عمق یا حد می‌تواند در هر زمانی از پروژه، از مرحله پیش امکان‌سنجی و یا سال‌ها پس از شروع استخراج روباز انجام گیرد.

با وجود آن که بسیاری از معادن بزرگی که یاد شد، اقدام به تغییر روش استخراج کرده‌اند و یا در حال بررسی این مساله‌اند، بر اساس بررسی انجام شده توسط نیومن و همکاران [۹]، هیچ یک از این پروژه‌های انتقال از استخراج روباز به زیرزمینی، یک مدل بهینه‌سازی نظام‌مند را برای پشتیبانی تصمیمشان برای تعیین زمان انتقال به استخراج زیرزمینی به کار نگرفته‌اند. اپوکو و همکاران [۱۴] در بررسی خود به این نتیجه رسیده‌اند که شاخص‌های انتقال برای راهنمایی پیرامون اتخاذ تصمیم در حد گذار روباز به زیرزمینی به خوبی تبیین و مستند نشده‌اند و بیشتر معادن بر تجربیات تیم‌های امکان‌سنجی پروژه‌هایشان متکی‌اند.

از این رو، از جمله چالش‌هایی که برای حل این مساله وجود دارد، نبود یک الگوریتم کاربردی و در عین ساده است که بتواند در مدت زمان قابل قبولی، مدیران و برنامه‌ریزان معادن را برای تعیین تراز گذار در مراحل مختلف استخراج کمک رساند. تحقیق حاضر بر ارایه رویکردی با این هدف متمرکز است.

۲- مرور ادبیات و تاریخچه موضوع

اگرچه مساله تعیین حد گذار یا تغییر روش، یک مساله مهم در طراحی و برنامه‌ریزی معادن محسوب می‌شود اما در مقایسه با مطالعات انجام شده در بهینه‌سازی و برنامه‌ریزی تولید معادن روباز، تاکنون پژوهش‌های کمتری در این زمینه انجام شده است. نخستین تلاش برای تعیین حد گذار از استخراج روباز به زیرزمینی با تعریف نسبت باطله‌برداری تعادلی[1] که نسبت میان تفاوت هزینه استخراج یک تن ماده معدنی به روش‌های روباز و زیرزمینی به هزینه استخراج یک تن باطله به روش روباز است، انجام شد [۱۵]. با مقایسه این نسبت با نسبت باطله‌برداری روباز، حد گذار تعیین می‌شود. مزیت این روش، سادگی به گارگیری آن و عیب روش، عدم توجه به ارزش زمانی پول و شاخص‌های سودآوری است. نیلسون [۱۶، ۱۷] نیز روشی را بر مبنای ارزش خالص فعلی جریان‌های نقدی استخراج کاواک‌های مختلف ارایه داد. وی الگوریتم خود را با توجه به امکان استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی بسط داده است که مبنای بسیاری از مطالعات بعدی نیز قرار گرفته است. کاموس [۱۸] الگوریتم خود را بر مبنای ارزش اقتصادی خالص بلوک‌ها که با توجه به هزینه‌های دو روش روباز و زیرزمینی برآورد شده، ارایه کرده است. ارزش خالص بلوک، از تفاوت ارزش اقتصادی بلوک در صورت استخراج به روش روباز و ارزش اقتصادی بلوک در صورت استخراج به روش زیرزمینی به دست می‌آید. تالپ [۱۹] با توجه به تفاوت سود حاصل از استخراج یک بلوک به روش‌های روباز و زیرزمینی، به کمک نرم‌افزار ویتل[2] به تحلیل حد روباز و زیرزمینی پرداخته است. از دیدگاه او، جایی که تفاوت سود حاصل از استخراج یک بلوک به دو روش صفر می‌شود، تعیین‌کننده مرز واسط دو روش روباز و زیرزمینی است. چن و همکاران[۲۰,۳] روشی مبتنی بر حل ریاضی برای تعیین حد گذار ارایه دادند. تعیین حد گذار در روش آن‌ها، بر اساس نسبت انتگرال میزان باطله استخراجی و ماده معدنی در حد استخراج روباز است. این تحقیق را می‌توان نخستین تلاش برای حل ریاضی مساله تعیین حد گذار دانست. بخت‌آور و همکاران

[1]- Equilibrium stripping ratio (ESR)
[2]- Whittle 4-x

[۲۱] تلاش کردند تا با ارایه یک روش ابتکاری به حل مساله تعیین حد گذار روباز به زیرزمینی بپردازند. آنان در تحقیق خود از یک الگوریتم ابتکاری بر مبنای ارزش اقتصادی بلوک استفاده کردند. مبنای تحلیل در روش آن‌ها، نسبت‌های باطله‌برداری تعادلی و کلی بوده است. در این تحقیق، آن‌ها تلاش کردند که تساوی طرفین رابطه نسبت باطله‌برداری کلی و تعادلی تراز گذار را بیابند. آنان این ایده را در یک مقطع دو بعدی برای کانسارهایی با رخنمون سطحی و در نظر گرفتن حداقل عرض استخراج اجرا و فرمول‌هایی برای یافتن تراز گذار ارایه دادند. این تحقیق به دلیل عدم توجه به شاخص‌های اقتصادی و نیز حل در مقاطع دو بعدی به ارایه پاسخ بهینه منجر نمی‌شود. با این حال ایده کلی آن قابل اجرا در بسیاری از مقاطع ماده معدنی است. چارچوب کلی این مدل که یکی از مبانی تحقیق حاضر بوده در قالب روابط ۱ تا ۸ ارایه شده است:

$$OSR = ESR = \left[\frac{V_w}{V_o}\right] = \left[\frac{C_{ug} - C_{op}}{C_w}\right] \quad (۱)$$

$$C_w V_w + C_{op} V_o - C_{ug} V_o = 0 \quad (۲)$$

$$V_w = \int g(h_t).dh_t \quad (۳)$$

$$V_o = \int f(h_t).dh_t \quad (۴)$$

$$(C_{op} + C_{ug}).\int_0^{h_t} f(h_t).dh_t + C_w.\int_0^{h_t} g(h_t).dh_t - C_{ug}.\int_0^{h} g(h_t).dh_t = 0 \quad (۵)$$

$$(R_{op}C_{op} + R_{ug}C_{ug}).\int_0^{h_t} f(h_t).dh_t + C_w.\int_0^{h_t} g(h_t).dh_t - R_{ug}C_{ug}.\int_0^{h} g(h_t).dh_t = 0 \quad (۶)$$

با توجه به روابط فوق، تراز گذار در حالتی که ماده معدنی در سطح رخنمون داشته باشد و شرایط حداکثر و حداقل عرض استخراج در آن رعایت شود به ترتیب با روابط ۷ و ۸ محاسبه می‌شود:

$$h_t = \frac{W_d\,(R_{ug}C_{ug} - R_{op}C_{op})}{C_w\,\cot\varphi_1 + \cot\varphi_2} \quad (۷)$$

$$h_t = \frac{W_d\,(R_{ug}C_{ug} - R_{op}C_{op}) + C_w\,(W_d - F_p)}{C_w\,\cot\varphi_1 + \cot\varphi_2} \quad (۸)$$

که در آن:

h_t عمق انتقال (متر)

W_d ضخامت افقی ماده معدنی (متر)

φ_1 شیب دیواره کاواک در بخش کمرپایین (درجه)

φ_2 شیب دیواره کاواک در بخش کمربالا (درجه)

R_{ug} ضریب بازیابی در استخراج زیرزمینی

R_{op} ضریب بازیابی در استخراج روباز

C_{ug} هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش زیرزمینی

Cop هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز

Cw هزینه استخراج هر تن باطله به روش روباز

F_p حداقل عرض کف کاواک معدن (متر)

V_0حجم ماده معدنی

V_w حجم باطله

همانگونه که از روابط ۱ تا ۸ بر می‌آید، اساس روش فوق، بر مبنای محاسبه و تساوی نسبت باطله‌برداری کلی با نسبت باطله‌برداری تعادلی است. نسبت باطله‌برداری کلی از طریق نسبت احجام باطله و ماده معدنی در هر مقطع به ازای عمق‌های مختلف انتقال (h_t) محاسبه می‌شود و سپس این نسبت با نسبت باطله‌برداری تعادلی که از طریق نسبت اختلاف هزینه‌های اسستخراج زیرزمینی و روباز به هزینه هر تن باطله‌برداری در روش روباز به دست می‌آید مساوی قرار داده می‌شود تا عمق انتقال محاسبه شود.

بخت‌آور و همکاران [۲۲] در پژوهشی دیگر، به ارایه یک مدل ریاضی بر پایه اعداد صحیح باینری برای حل مساله تعیین حد گذار پرداختند. این مدل عدد صحیح بر اساس بیشینه‌سازی سود حاصل از استخراج روباز و زیرزمینی در حالت دو بعدی و بر پایه یک مدل زمین‌شناسی فرضی طراحی شده است و بنابراین، در تعیین حد گذار برای مدل‌های سه بعدی پاسخ دقیقی نخواهد داشت. نیومن و همکاران[۹] در تحقیق خود با در نظر گرفتن فاکتورهای مهمی از جمله عیار حد و نرخ‌های استخراج به بررسی زمان و عمق بهینه گذار از استخراج روباز به زیرزمینی پرداخته‌اند. آن‌ها مساله تعیین حد بهینه گذار یا تغییر روش را از طریق مسایل طولانی‌ترین مسیر[1] با تبدیل مساله به یک سری از مسایل مسیر طولانی کوچک‌تر

[1]- longest-path

حل کردند. مکنیل و همکاران [۲۳] در تحقیقی در زمینه تعیین حد گذار، تلاش کرده‌اند تا این مساله را با در نظر گرفتن عدم قطعیت‌های زمین‌شناسی حل کنند. آنان در مدل خود از یک مدل برنامه‌ریزی عدد صحیح تصادفی[1] استفاده کردند و بهبود نتایج با در نظر گرفتن عدم قطعیت زمین‌شناسی را نشان دادند. داگدلن و همکاران [۲۴] در تحقیق خود به بهینه‌سازی تعیین حد گذار از طریق یک روش بیشینه‌سازی تکراری ارزش خالص فعلی[2] پرداخته‌اند. در کار آنان، تعیین حد بهینه گذار، بر مبنای بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید کلی معادن روباز و زیرزمینی به کمک مدل ریاضی برنامه‌ریزی خطی عدد صحیح مختلط[3] انجام گرفته است. ویتل و همکاران [۲۵] در پژوهش خود برای حل مساله تعیین حد بهینه گذار، به ارایه روشی برای تعیین این حد به کمک تئوری گراف با در نظر گرفتن هزینه‌های فرصت پرداخته‌اند. آنان از مدل تعیین محدوده نهایی لرچ- گروسمن بهره برده و هزینه‌های فرصت را در آن لحاظ کرده‌اند. روش محاسبه هزینه فرصت در مدل ارایه شده آنان مشابه روش محاسبه ارزش بلوک در مدل کاموس[۱۸] است. رویکرد به کار گرفته شده در این مدل، اگر چه از یک روش ریاضی (تئوری گراف) در حل مساله کمک می‌گیرد اما ارزش زمانی پول و بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی را نادیده گرفته است. چانگ و همکاران [۲۶] به ارایه مدلی ریاضی مبتنی بر برنامه‌ریزی عدد صحیح برای تعیین نقطه انتقال پرداخته‌اند. این مدل در یک فضای سه بعدی طراحی شده است. اگرچه این مدل به بهبود سودآوری طرح انتقال به دست آمده منجر می‌شود اما مبتنی بر بیشینه‌سازی سود بوده است و ارزش زمانی پول را نادیده می‌گیرد. بخت‌آور و همکاران [۲۷] یک مدل غیرقطعی را برای تعیین زمان گذار ارایه کردند که در آن، عیار بلوک به صورت یک پارامتر تصادفی در نظر گرفته شده است. مدل فوق برای تعیین زمان گذار در حالت استخراج غیر همزمان روباز و زیرزمینی به کمک برنامه‌ریزی تولید بلند مدت معدن روباز با در نظر گرفتن محدودیت‌های معمول استخراج روباز از جمله محدویت اختلاط عیاری ارایه شده است. ویتل و همکاران [۲۸] در بسط مدل قبلی خود، تلاش کردند تا ضمن لحاظ کردن مشخصات فیزیکی پایه تاج، مساله تعیین حد گذار را با کمک یک مدل ریاضی حل کنند. آن‌ها برای حل مساله از روش زیرگراف‌های متصل قوی[4] استفاده کردند که به کاهش زمان حل در مدل‌های بزرگتر منجر می‌شود. کینگ و همکاران [۲۹] در تحقیق خود تلاش کردند تا به کمک یک مدل برنامه‌ریزی خطی و روش شاخه و کران مساله تعیین تراز گذار را حل کنند. مزیت مدل آن‌ها، در نظر گرفتن شاخص ارزش خالص فعلی و لحاظ کردن برنامه‌ریزی تولید و محدودیت‌های فرآوری در حل مساله بوده است، ضمن اینکه زمان حل در مدل ارایه شده آن‌ها، به طور محسوسی کاهش یافته است. با این حال، حل مدل پیشنهادی به کمک روش‌های ابتکاری بوده است و دستیابی به جواب بهینه را تضمین نمی‌کند. در جدیدترین تحقیق منتشر شده در مورد تعیین تراز گذار، فلورس و کاتالان [۳۰] به بررسی مسایل فنی و اقتصادی انتقال از استخراج روباز بزرگ مقیاس به زیرزمینی تخریبی در معدن مس چیکوئیکاماتا شیلی پرداخته و چالش‌های پیش روی این انتقال از یک معدن روباز با عمق استخراج ۱۱۰۰ متر به یک استخراج تخریبی بلوکی را مورد اشاره قرار داده‌اند. مهم‌ترین چالش‌ها از نظر آنان، استخراج همزمان روباز و زیرزمینی، افزایش سریع آهنگ تولید، زمان‌بندی بهینه تولید و رقیق‌شدگی در استخراج بوده است.

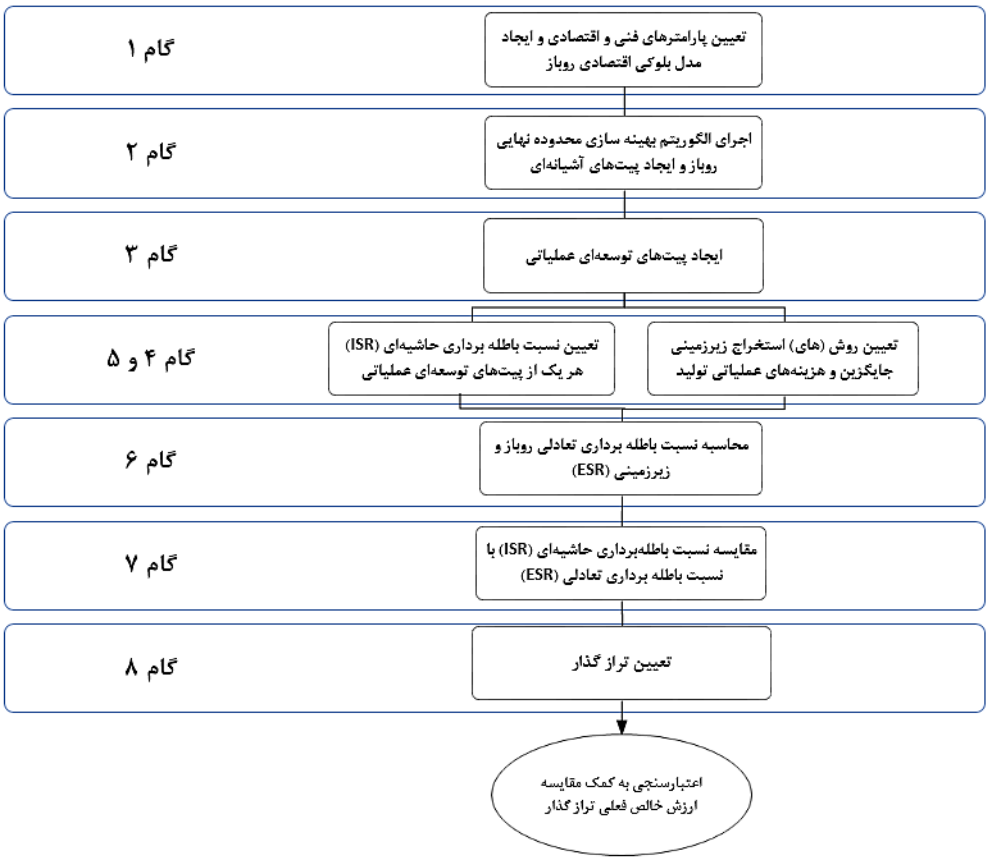
برخی تحقیقات در گذشته بر روی تعیین حد روباز زیرزمینی در کشور نیز انجام شده است که از میان آن‌ها می‌توان به منابع [۳۳-۳۱] اشاره کرد. عمده تحقیقات انجام شده در این زمینه، شامل به کارگیری مدل‌های رایج برای تعیین تراز گذار در معادن بوده‌اند. همچنین تعدادی پژوهش دانشگاهی نیز در این زمینه به انجام رسیده است [۳۸-۳۴].

با وجود بهبود نتایج به دست آمده در مدل‌های ارایه شده اخیر اما همچنان مدل‌ها و روش‌های به کار گرفته شده با پیچیدگی بالا و زمان بر بودن همراه‌اند. این مساله امکان به کارگیری آن‌ها را در معادن با دشواری روبه‌رو می‌کند و به همین دلیل است که یک مدل بهینه‌سازی نظام‌مند برای حل مساله گذار در هیچ کدام از معادن شناخته شده جهان به کار گرفته نشده است [۹]. این مساله، انگیزه اصلی نگارندگان برای ارایه رویکردی کاربردی با قابلیت به کارگیری در مسایل با ابعاد واقعی و بزرگ، مشابه معادن با قابلیت استخراج ترکیبی است.

۳- روش‌شناسی

اساس رویکرد پیشنهادی حاضر، ترکیب الگوریتم بهینه‌سازی لرچ و گروسمن و رویکرد نسبت باطله‌برداری تعادلی روباز و زیرزمینی است که روش ترکیبی ساده‌ای برای تعیین حد گذار ارایه می‌دهد. گام‌های اجرای این روش به صورت شکل ۱ است:

[1]- Stochastic integer programming (SIP)
[2]- Net present value (NPV)
[3]- Mixed integer linear programming (MILP)
[4]- Non-trivial strongly connected sub-graphs (NSCSs)



شکل ۱- گام‌های تعیین تراز گذار در الگوریتم پیشنهادی.

گام ۱- تعیین پارامترهای فنی و اقتصادی استخراج روباز و ایجاد مدل بلوکی اقتصادی

مهم‌ترین گام در اجرای عملیات بهینه‌سازی و تعیین محدوده نهایی معدن روباز، ایجاد مدل بلوکی اقتصادی است که منوط به تعیین ارزش اقتصادی بلوک‌ها بر مبنای پارامترهای فنی و اقتصادی است. به طور کلی، ارزش اقتصادی یک بلوک به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$BEV_O = \left[((P - Srs)R_{TO}\,g) - (C_{Op} + C_P + C_{G\&A})\right](W_{BO}) \quad (۹)$$

$$BEV_W = (-C_w)W_{Bw} \quad (۱۰)$$

که در آن:

P قیمت فروش محصول

Srs هزینه‌های پالایش و ذوب و فروش محصول

R_{TO} بازیابی کلی تولید محصول

g عیار میانگین بلوک استخراجی

C_{Op} هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز

C_p هزینه فرآوری هر تن ماده معدنی

$C_{G\&A}$ هزینه بالاسری هر تن ماده معدنی

W_{BO} وزن بلوک ماده معدنی

C_w هزینه استخراج هر تن باطله به روش روباز

W_{Bw} وزن بلوک باطله

BEV_O ارزش اقتصادی بلوک ماده معدنی

BEV_W ارزش اقتصادی بلوک باطله

گام ۲- اجرای الگوریتم بهینه‌سازی محدوده نهایی روباز بر روی مدل بلوکی اقتصادی و ایجاد کاواک‌های آشیانه‌ای

یکی از متداول‌ترین الگوریتم‌های ریاضی برای تعیین حد بهینه معدن روباز، الگوریتم لرچ و گروسمن است [۳۹] که از تئوری گراف برای تعیین بهترین کلوژر استفاده می‌کند. توانایی این الگوریتم برای تعیین محدوده بهینه نهایی معدن روباز پذیرفته شده است و هم اکنون به طور گسترده‌ای در بسیاری از نرم‌افزارهای تجاری برای تعیین محدوده نهایی معدن روباز

مورد استفاده قرار می‌گیرد.

محدوده نهایی به دست آمده از اجرای الگوریتم فوق، ترکیبی از محدوده‌های بهینه کوچکتر است که در ازای قیمت‌های فروش یا سود کمتر و یا هزینه‌های بیشتر می‌توانند، به دست آیند. این تکنیک اصلی در نرم‌افزارهای تجاری برای تولید کاواک‌های لانه‌ای است که هر یک از این کاواک‌ها، خود یک محدوده نهایی بهینه (به ازای هر تغییر در قیمت فروش فرض شده اولیه یا ضریبی از سود محدوده نهایی یا هزینه‌های استخراج اولیه) است که دارای مقدار مشخصی از میزان منبع معدنی واقع شده در محدوده، ارزش اقتصادی محدوده و نسبت باطله‌برداری آن است. در این مقاله، از این روش برای تولید کاواک‌های توسعه یابنده روباز که هر یک در قیمت‌های بالاتر، توسعه‌ای بر کاواک‌های کوچکتر در مسیر رسیدن به محدوده نهایی بزرگتر، محسوب می‌شوند، استفاده شده است.

برای تهیه کاواک‌های بهینه بر مبنای بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی، از نرم‌افزارهای بهینه‌سازی که از الگوریتم لرچ-گروسمن برای تهیه کاواک بهینه به روش روباز استفاده می‌کنند، می‌توان استفاده کرد.

گام ۳- ایجاد کاواک‌های توسعه‌ای عملیاتی

از آنجا که کاواک‌های توسعه‌ای اولیه (کاواک‌های آشیانه‌ای) ممکن است فاقد ظرفیت‌های عملیاتی از جمله ابعاد و تناژ کافی باشند، برای عملیاتی‌تر کردن ابعاد کاواک‌های بهینه توسعه‌ای با لحاظ کردن اهداف تولید، لازم است که کاواک‌های توسعه‌ای عملیاتی ایجاد شوند. کاواک‌های توسعه‌ای عملیاتی در واقع همان پیت‌های بهینه توسعه‌ای اما دارای احجام قابل برنامه‌ریزی از محتوی ماده معدنی و باطله‌اند که از ترکیب کاواک‌های بهینه توسعه‌ای ایجاد شده‌اند.

گام ۴- تعیین نسبت باطله برداری حاشیه‌ای هر یک از کاواک‌های توسعه‌ای عملیاتی

نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای، نسبت باطله‌برداری است که به ازای هر توسعه از یک کاواک عملیاتی به کاواک عملیاتی دیگر برای استخراج محتوای ماده معدنی افزوده شده در کاواک توسعه ای بزرگتر باید استخراج شود.

این نسبت یک شاخص مهم از میزان هزینه‌های استخراج افزوده شده به ازای دستیابی به هر تن ماده معدنی در مقایسه با سایر کاواک‌های توسعه‌ای در هر مرحله از عمر یا تراز استخراج است.

گام ۵- تعیین روش (های) استخراج زیرزمینی جایگزین و هزینه‌های عملیاتی تولید

از آنجایی که در تعیین تراز گذار، همواره هدف، بررسی امکان جایگزینی و تداوم عملیات استخراج با تغییر روش از روباز به زیرزمینی یا بالعکس است، بنابراین ضروریست که برای بررسی امکان تغییر، نخست روش یا روش‌های جایگزین انتخاب و هزینه‌های استخراج در آن روش‌ها مشخص شود.

انتخاب روش(های) جایگزین و تعیین هزینه(های) استخراج در این روش(ها)، عاملی بسیار مهم در امکان‌پذیری یا عدم امکان تغییر روش است.

گام ۶- محاسبه نسبت باطله‌برداری تعادلی روباز و زیرزمینی (ESR)

اولین روش ارایه شده برای تعیین مرز تغییر روش روباز به زیرزمینی، روشی بوده که بر مبنای نسبت تعادلی باطله‌برداری (ESR) (رابطه ۱۱) تعریف شده است[۱۵]. منطق این روش آن است که حد نهایی استخراج روباز جایی است که در آن نسبت باطله‌برداری کلی[1] روباز از نسبت باطله‌برداری تعادلی (ESR) فراتر نرود.

$$ESR = \frac{(C_{ug} - C_{op})}{C_W} \qquad (۱۱)$$

که در آن:

C_{ug} هزینه‌های استخراج هر تن ماده معدنی به روش زیرزمینی

C_{op} هزینه‌های استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز

C_W هزینه برداشت هر تن باطله

برای محاسبه این نسبت باید روش استخراج زیرزمینی مورد نظر انتخاب و سپس با توجه به هزینه‌های استخراج در دو روش، این نسبت را محاسبه کرد.

گام ۷- مقایسه نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای با نسبت باطله‌برداری تعادلی

در این مرحله، برای تعیین تراز گذار باید نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای[2] کاواک‌های توسعه‌ای عملیاتی را با نسبت باطله‌برداری تعادلی که در مرحله قبل محاسبه شده است، با یکدیگر مقایسه کرد.

[1]- Overall stripping ratio (OSR)
[2]- Incremental stripping ratio (ISR)

گام ۸- تعیین تراز گذار استخراج از روباز به زیرزمینی

در مرزکاواک بهینه توسعه یابنده در جایی که نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای (ISR) از مقدار نسبت باطله‌برداری تعادلی (ESR) فراتر می‌رود، مطابق روش پیشنهادی، حد تعادلی استخراج روباز و زیرزمینی رخ داده است. این بدان معناست که در پایین‌تر از این تراز، پیگیری استخراج ماده معدنی با روش جایگزین به لحاظ اقتصادی سودآورتر خواهد بود.

۴- مطالعه موردی

برای ارزیابی چگونگی عملکرد رویکرد ارایه شده، از اطلاعات یک معدن سنگ آهن در ایران مرکزی استفاده شده است. ذخیره زمین‌شناسی این کانسار بالغ بر ۸۹ میلیون تن با عیار متوسط آهن ۵۳ درصد است که طبق برنامه‌ریزی، سنگ آهن استخراجی با بازیابی کلی فرآیند ۸۰ درصد به کنسانتره آهن ۶۵ درصد تبدیل و به فروش می‌رسد.

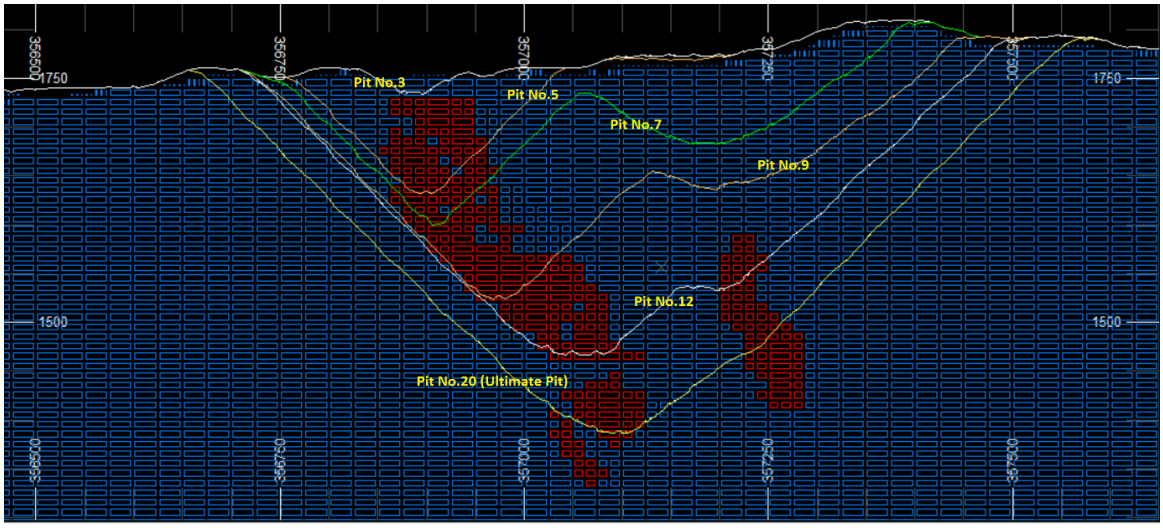
۴-۱- تعیین حد گذار

گام اول، ایجاد مدل بلوکی اقتصادی روباز بر اساس پارامترهای فنی و اقتصادی است. در این تحقیق، برای محاسبه ارزش اقتصادی بلوک‌ها برای تعیین محدوده نهایی معدن روباز از فرضیات جدول ۱ استفاده شده است:

برای ایجاد کاواک‌های بهینه توسعه‌ای، در ابتدا باید الگوریتم بهینه‌سازی محدوده نهایی معدن روباز را بر روی مدل بلوکی اقتصادی اجرا کرد. برای این منظور، در این گام، به کمک نرم‌افزار بهینه‌سازی NPVScheduler نسخه ۴٫۴ با اجرای الگوریتم لرچ- گروسمن، کاواک‌های بهینه توسعه یابنده (کاواک‌های آشیانه‌ای) با هدف بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی ایجاد شده‌اند (جدول ۲ و شکل ۲).

جدول ۱- پارامترهای فنی و اقتصادی به کار رفته برای ایجاد کاواک‌های بهینه.

آیتم	مقدار	واحد
هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز	۱٫۵	دلار بر تن
هزینه استخراج هر تن باطله به روش روباز	۱٫۱	دلار بر تن
هزینه فرآوری هر تن ماده معدنی	۸	دلار بر تن
هزینه عمومی و بالاسری هر تن ماده معدنی	۱۰	درصد از هزینه‌های عملیاتی
بازیابی کلی محصول	۸۰	درصد
قیمت فروش محصول	۵۳	دلار بر تن
نرخ تنزیل	۱۰	درصد



شکل ۲- نمایی از کاواک‌های بهینه توسعه یابنده.

جدول ۲- مشخصات کاواک‌های بهینه توسعه یابنده ایجاد شده با هدف بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی.

شماره کاواک	ضریب قیمت (درصد)	NPV (دلار)	تناژ ماده معدنی (تن)	تناژ باطله (تن)	ISR
۱	۵	۶۲،۷۱۴،۵۴۰	۳،۱۶۶،۹۵۷	۳،۰۲۶،۹۵۳	۱/۰
۲	۱۰	۹۰،۴۳۸،۲۸۵	۵،۴۵۳،۷۶۲	۹،۶۸۲،۳۳۲	۱/۸
۳	۱۵	۶۴،۹۹۰،۹۹۱	۴،۸۱۲،۴۰۸	۱۲،۵۷۳،۱۸۸	۲/۶
۴	۲۰	۱۰۵،۴۱۶،۷۵۳	۱۱،۶۷۷،۶۶۳	۴۶،۱۹۹،۵۶۳	۴/۰
۵	۲۵	۲۴،۱۹۱،۶۴۲	۳،۳۲۲،۱۸۳	۱۶،۸۵۳،۸۹۴	۵/۱
۶	۳۰	۵۶،۷۴۴،۵۷۳	۱۱،۷۴۵،۴۰۳	۷۲،۰۴۱،۶۲۷	۶/۱
۷	۳۵	۷،۸۲۸،۵۲۵	۲،۱۸۹،۷۶۴	۱۴،۶۱۴،۲۴۶	۶/۷
۸	۴۰	۸،۲۸۲،۲۴۵	۲،۷۱۳،۱۷۸	۲۱،۵۷۱،۲۸۶	۸/۰
۹	۴۵	۲،۲۱۳،۰۷۷	۸۰۴،۸۵۳	۷،۴۸۶،۲۵۶	۹/۳
۱۰	۵۰	۱۶،۷۸۱،۴۵۳	۷،۸۳۷،۲۶۷	۷۹،۵۴۳،۹۵۶	۱۰/۱
۱۱	۵۵	۲،۵۳۴،۲۸۹	۱،۴۴۸،۲۹۷	۱۶،۲۸۹،۶۱۰	۱۱/۲
۱۲	۶۰	۱،۱۷۹،۸۴۳	۸۱۱،۴۳۶	۹،۶۱۵،۹۶۰	۱۱/۹
۱۳	۶۵	۱،۴۷۰،۹۲۶	۱،۱۴۷،۳۸۲	۱۵،۰۱۹،۵۱۱	۱۳/۱
۱۴	۷۰	۲،۶۰۸،۶۸۰	۲،۹۷۱،۹۰۸	۳۹،۹۷۰،۴۴۹	۱۳/۴
۱۵	۷۵	۲،۱۲۳،۳۲۴	۳،۷۶۵،۰۵۰	۵۵،۵۱۴،۸۸۳	۱۴/۷
۱۶	۸۰	۲۴۶،۰۴۸	۴۳۹،۶۰۹	۷،۶۷۰،۸۶۸	۱۷/۴
۱۷	۸۵	۶۱،۳۸۱	۱۴۰،۸۷۶	۲،۳۰۷،۶۵۶	۱۶/۴
۱۸	۹۰	۳۴۸،۵۴۱	۱،۳۰۳،۳۱۶	۲۳،۱۵۸،۲۸۸	۱۷/۸
۱۹	۹۵	۱۵،۴۱۰	۷۷،۶۵۰	۱،۲۹۵،۸۳۱	۱۶/۷
۲۰	۱۰۰	۲،۱۰۸	۳۶،۶۲۹	۷۰۵،۳۷۵	۱۹/۳
مجموع	۱۰۰	۴۵۰،۱۹۲،۶۳۴	۶۵،۸۶۵،۵۹۱	۴۵۵،۱۴۱،۷۳۳	۶/۹

گام سوم، ایجاد کاواک‌های توسعه یابنده عملیاتی با در نظر گرفتن اهداف و ظرفیت تولید است. برای این منظور، با استفاده از کاواک‌های آشیانه‌ای تولید شده در مرحله قبل، ضمن اعمال ظرفیت تولید، همزمان با حفظ هدف بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی، کاواک‌هایی توسعه یابنده با ابعاد (تناژ) قابل استخراج تولید شدند. مشخصات کاواک‌های توسعه‌ای عملیاتی ایجاد شده در جدول ۳ ارایه شده است.

اگرچه با در نظر گرفتن بیشینه ارزش خالص فعلی، استخراج کاواک شماره ۱۴ (بزرگترین کاواک منطبق بر محدوده نهایی روباز) نیز به روش روباز از جنبه اقتصادی سودآور است اما همانطور که دیده می‌شود، ارزش خالص فعلی کاواک‌ها با افزایش عمق و افزایش نسبت باطله‌برداری در حال کاهش است (شکل ۳).

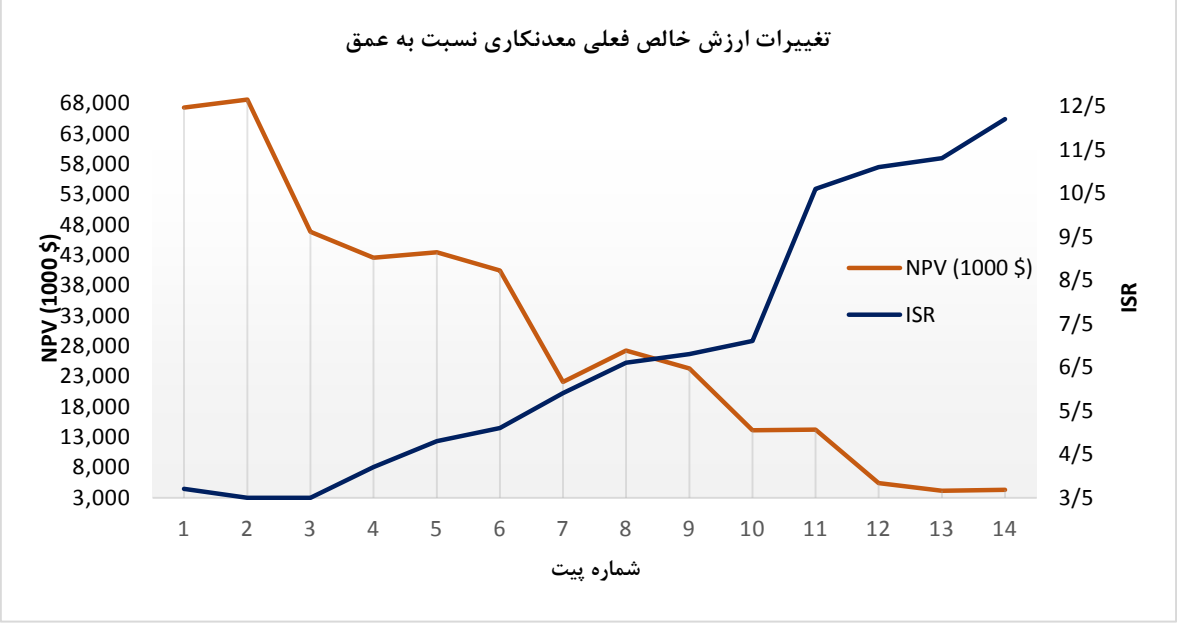
گام بعدی، برآورد نسبت باطله‌برداری تعادلی است که در آن نسبت مابه‌التفاوت هزینه‌های استخراج به روش‌های روباز و زیرزمینی به هزینه هر تن استخراج باطله به روش روباز محاسبه می‌شود.

از میان روش‌های زیرزمینی، تنها روش‌های کارگاهی تخریبی مانند تخریب بلوکی می‌توانند از لحاظ هزینه‌های عملیاتی و ظرفیت تولید قابل مقایسه و رقابت با روش روباز باشند [۲، ۱۰ و ۱۱].

در تحقیق حاضر، برای بررسی روش پیشنهادی، مطالعه بر روی یک کانسار سنگ آهن که قابلیت به کارگیری روش تخریب بلوکی را داشته باشد، انجام شده است. برای محاسبه نسبت باطله‌برداری تعادلی، هزینه‌های استخراج روباز و روش تخریب بلوکی مطابق با اطلاعات جدول ۴ درنظر گرفته شده‌اند.

جدول ۳- مشخصات کاواک‌های توسعه‌ای عملیاتی.

شماره کاواک	ارزش خالص فعلی (دلار)	تناژ ماده معدنی (تن)	تناژ باطله (تن)	ISR
۱	۶۷،۳۱۵،۱۷۱	۴،۰۸۵،۵۸۸	۱۵،۲۲۱،۳۳۴	۳/۷
۲	۶۸،۶۱۶،۲۵۳	۴،۲۳۳،۱۲۶	۱۴،۶۴۲،۴۰۱	۳/۵
۳	۴۶،۸۳۷،۲۸۴	۴،۵۰۷،۵۳۷	۱۵،۹۷۵،۱۱۶	۳/۵
۴	۴۲،۵۶۱،۱۸۳	۵،۱۳۰،۵۰۰	۲۱،۷۵۳،۳۲۲	۴/۲
۵	۴۳،۴۶۱،۴۹۸	۴،۹۱۴،۱۳۷	۲۳،۷۴۰،۱۹۴	۴/۸
۶	۴۰،۴۴۴،۳۵۱	۴،۴۵۵،۴۲۹	۲۲،۶۴۴،۵۶۹	۵/۱
۷	۲۲،۰۵۹،۱۴۳	۳،۳۱۵،۹۹۳	۱۹،۵۱۶،۶۲۴	۵/۹
۸	۲۷،۲۶۲،۱۳۸	۶،۵۴۳،۴۵۲	۴۳،۰۱۶،۶۵۲	۶/۶
۹	۲۴،۲۷۹،۰۱۹	۵،۷۱۴،۹۳۰	۳۹،۰۶۲،۹۹۲	۶/۸
۱۰	۱۴،۱۰۲،۰۲۵	۴،۴۴۷،۴۴۶	۳۱،۶۹۸،۰۸۱	۷/۱
۱۱	۱۴،۱۹۷،۵۸۴	۶،۹۸۹،۰۶۴	۷۳،۹۳۰،۹۹۲	۱۰/۶
۱۲	۵،۳۸۹،۳۲۰	۳،۴۹۷،۳۸۲	۳۸،۸۹۳،۴۸۶	۱۱/۱
۱۳	۴،۱۱۳،۹۱۳	۳،۵۵۴،۰۵۷	۴۰،۲۴۷،۹۸۵	۱۱/۳
۱۴	۴،۲۷۷،۷۸۱	۴،۴۷۶،۹۴۸	۵۴،۷۹۷،۹۸۷	۱۲/۲
مجموع	۴۲۴،۹۱۶،۶۶۳	۶۵،۸۶۵،۵۹۱	۵۲۱،۰۰۷،۳۲۴	۶/۹



شکل ۳- تغییرات ارزش خالص فعلی استخراج و نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای با عمق.

جدول ۴- پارامترهای به کار رفته در محاسبه نسبت ESR.

آیتم	مقدار	واحد
هزینه استخراج زیرزمینی ماده معدنی	۹	دلار بر تن
هزینه استخراج ماده معدنی به روش روباز	۱/۵	دلار بر تن
هزینه استخراج باطله به روش روباز	۱/۱	دلار بر تن

با توجه به مقادیر هزینه‌ای استخراج روباز و زیرزمینی (جدول ۴) نسبت ESR مطابق با رابطه ۱۱ برابر با به دست می‌آید. از مقدار ESR محاسبه شده چنین بر می‌آید که کاواک‌های توسعه یابنده دارای نسبت باطله‌برداری ۶/۸:۱ در یک مرز تعادلی بین استخراج روباز و زیرزمینی قرار دارند و به ازای کاواک‌های با نسبت باطله‌برداری بالاتر از این مقدار، استخراج به روش زیرزمینی انتخابی سودآورتر خواهد بود.

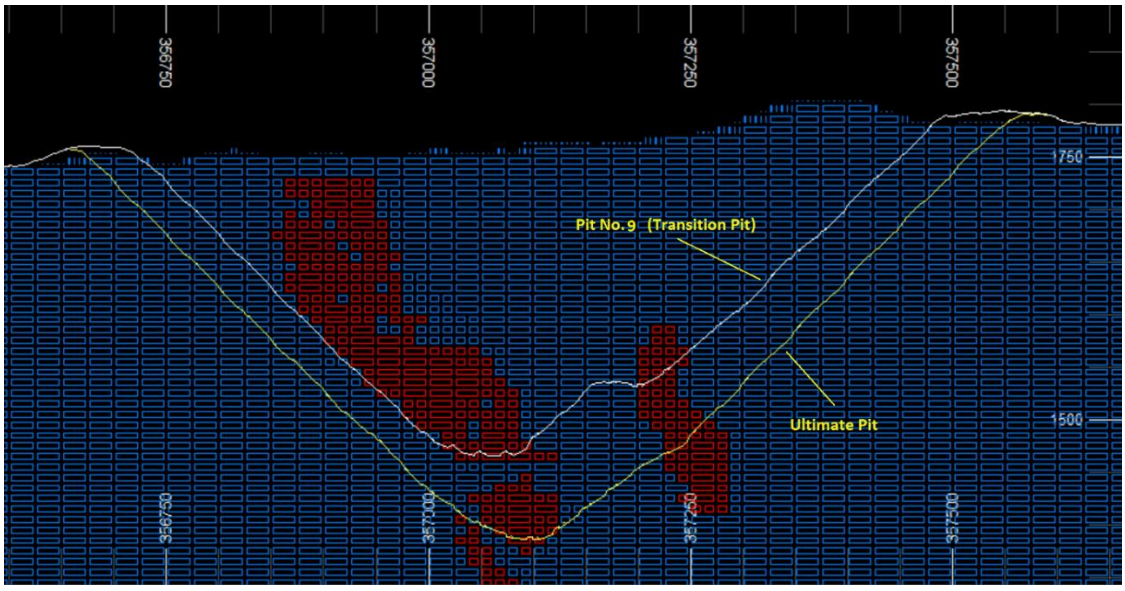
در این مرحله، برای تعیین تراز گذار باید نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای کاواک‌های توسعه یابنده را با نسبت باطله‌برداری تعادلی محاسبه شده، مقایسه کرد. مقدار نسبت باطله‌برداری حاشیه‌ای کاواک‌های توسعه‌ای و نیز تناژ و ارزش خالص فعلی تجمعی آن‌ها در جدول ۵ ارایه شده است.

همانطور که دیده می‌شود، در مرز کاواک بهینه توسعه یابنده عملیاتی شماره ۹ (که با هدف بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی و لحاظ کردن اهداف و برنامه‌ریزی تولید ایجاد شده است) به بعد، نسبت ISR از مقدار نسبت ESR محاسبه شده (۶/۸:۱) فراتر می‌رود و این به معنای آن است که مطابق روش پیشنهادی، در این تراز، حد تعادلی استخراج روباز و زیرزمینی اتفاق افتاده است که یعنی از این تراز به بعد، پیگیری استخراج ماده معدنی با روش زیرزمینی به لحاظ اقتصادی سودآورتر خواهد بود.

جدول ۵- نسبت باطله برداری حاشیه‌ای، تناژ و ارزش خالص فعلی پیت‌های بهینه توسعه یابنده عملیاتی.

شماره کاواک	ISR	تناژ تجمعی ماده معدنی (تن)	ارزش خالص فعلی تجمعی (دلار)
۱	۳/۷	۴،۰۸۵،۵۸۸	۶۷،۳۱۵،۱۷۱
۲	۳/۵	۸،۳۱۸،۷۱۴	۱۳۵،۹۳۱،۴۲۴
۳	۳/۵	۱۲،۸۲۶،۲۵۱	۱۸۲،۷۶۸،۷۰۸
۴	۴/۲	۱۷،۹۵۶،۷۵۱	۲۲۵،۳۲۹،۸۹۱
۵	۴/۸	۲۲،۸۷۰،۸۸۸	۲۶۸،۷۹۱،۳۸۹
۶	۵/۱	۲۷،۳۲۶،۳۱۷	۳۰۹،۲۳۵،۷۴۰
۷	۵/۹	۳۰،۶۴۲،۳۱۰	۳۳۱،۲۹۴،۸۸۳
۸	۶/۶	۳۷،۱۸۵،۷۶۲	۳۵۸،۵۵۷،۰۲۱
۹	۶/۸	۴۲،۹۰۰،۶۹۲	۳۸۲،۸۳۶،۰۴۰
۱۰	۷/۱	۴۷،۳۴۸،۱۳۸	۳۹۶،۹۳۸،۰۶۵
۱۱	۱۰/۶	۵۴،۳۳۷،۲۰۲	۴۱۱،۱۳۵،۶۴۹
۱۲	۱۱/۱	۵۷،۸۳۴،۵۸۴	۴۱۶،۵۲۴،۹۶۹
۱۳	۱۱/۳	۶۱،۳۸۸،۶۴۱	۴۲۰،۶۳۸،۸۸۲
۱۴	۱۲/۲	۶۵،۸۶۵،۵۸۹	۴۲۴،۹۱۶،۶۶۳

در شکل ۴، کاواک شماره ۹ انتخابی به عنوان کاواک تغییر و تراز کف آن به عنوان تراز تغییر روش از روباز به زیرزمینی است که نشان‌دهنده یک عمق انتقال ۴۹۰ متری است.



شکل ۴- نمایی از موقعیت کاواک منتخب برای انتقال و کاواک نهایی بهینه معدن روباز

برای کنترل نتایج الگوریتم پیشنهادی، ضمن انجام یک برنامه‌ریزی تولید برای استخراج زیرزمینی، میزان ارزش خالص فعلی ایجاد شده به واسطه استخراج ماده معدنی باقی مانده در کاواک‌های پایین‌تر و بالاتر از تراز گذار انتخابی به روش زیرزمینی با ارزش خالص فعلی به دست آمده با تداوم استخراج به روش روباز مقایسه شد. برای این هدف، ارزش خالص فعلی برای دو حالت، تداوم استخراج بخش باقی مانده به روش روباز و یا استخراج ماده معدنی باقی مانده به روش زیرزمینی مورد مقایسه قرار گرفته است. در جدول ۶، میزان ارزش خالص فعلی هر دو حالت استخراج به ازای کاواک‌های کاندید تراز گذار و نیز تفاوت ارزش خالص فعلی آن‌ها ارایه شده است.

جدول ۶- مقایسه اقتصادی تداوم استخراج در ترازهای بالاتر و پایین تر از تراز گذار انتخابی به روش‌های روباز و زیرزمینی.

شماره کاواک	تناژ ماده معدنی باقی مانده (تن)	ارزش خالص فعلی استخراج روباز (دلار)	ارزش خالص فعلی استخراج زیرزمینی (دلار)	تفاوت ارزش خالص فعلی استخراج (دلار)
۷	۳۵،۲۲۳،۲۷۹	۹۳،۶۲۱،۷۸۰	۷۸،۷۳۴،۸۶۷	۱۴،۸۸۶،۹۱۳
۸	۲۸،۶۷۹،۸۲۷	۶۶،۳۵۹،۶۴۲	۵۷،۷۶۰،۵۲۸	۸،۵۹۹،۱۱۴
۹	۲۲،۹۶۴،۸۹۷	۴۲،۰۸۰،۶۲۳	۴۱،۳۵۸،۹۴۸	۷۲۱،۶۷۵
۱۰	۱۸،۵۱۷،۴۵۱	۲۷،۹۷۸،۵۹۸	۳۲،۲۶۳،۴۰۳	(۴،۲۸۴،۸۰۵)
۱۱	۱۱،۵۲۸،۳۸۷	۱۳،۷۸۱،۰۱۴	۱۸،۴۱۲،۲۹۸	(۴،۶۳۱،۲۸۴)

استخراج ذخیره باقی مانده بین محدوده نهایی معدن روباز و کاواک گذار انتخابی (بین کاواک‌های شماره ۹ تا ۱۴)، با روش‌های زیرزمینی و روباز به ترتیب یک ارزش خالص فعلی بالغ بر ۴۱،۴ و ۴۲،۱ میلیون دلاری را به دست می‌دهد که نشان‌دهنده اختلاف اندک ارزش خالص فعلی بهدست آمده از دو روش استخراج (در حدود ۰،۷ میلیون دلار) در تراز گذار است و در ترازهای پایین‌تر از تراز گذار تعیین شده، ارزش خالص فعلی استخراج به روش زیرزمینی در مقایسه با روش روباز به طور محسوسی بالاتر و به طور میانگین بیش از ۲۰ درصد نسبت به تداوم عملیات استخراج به روش روباز، افزایش نشان می‌دهد که تغییر روش را به لحاظ اقتصادی توجیه‌پذیر می‌کند.

نتایج این مقایسه اقتصادی، به خوبی، توانایی روش ارایه شده را برای تعیین تراز گذار در فاز مطالعات اولیه برنامه‌ریزی تولید معادن، فارغ از نوع ماده معدنی و ابعاد کانسار تایید می‌کند.

۴-۲- بررسی تاثیر روش استخراج زیرزمینی بر تراز گذار

همان‌طور که از روند محاسبات مشخص است، یک عامل مهم تعیین‌کننده در این روش، نسبت باطله‌برداری تعادلی محاسبه شده بر مبنای هزینه‌های استخراج در دو روش روباز و زیرزمینی است. نوع روش استخراج زیرزمینی انتخابی بر مقدار ESR و در نتیجه بر تراز انتقال تاثیرگذار است. برای بررسی تاثیر نوع روش انتخابی زیرزمینی بر تراز گذار، تحلیل حساسیت تراز گذار نسبت به سه نوع روش استخراج قابل به کارگیری در این معدن، انجام شده که نتایج آن در جدول ۷ ارایه شده است.

همانگونه که از نسبت ESR متناسب با هر روش مشخص است، تنها در صورت امکان استخراج ذخیره باقی مانده به روش تخریب بلوکی امکان تغییر روش از روباز به زیرزمینی محتمل است و در صورت انتخاب یا ارجحیت سایر روش‌های استخراج زیرزمینی با هزینه‌های عملیاتی بالاتر، تداوم استخراج به روش روباز سودآورتر خواهد بود.

جدول ۷- تحلیل حساسیت تراز گذار نسبت به روش استخراج زیرزمینی انتخابی.

روش استخراج زیرزمینی	هزینه استخراج (دلار بر تن)	نسبت ESR	تراز گذار
تخریب بلوکی	۹	۶٫۸	۱۴۰۵
تخریب زیرسطحی	۲۲	۱۸٫۶	NA
Sublevel Longhole	۱۹	۱۵٫۹	NA

این بررسی به خوبی نشان می‌دهد که اگرچه استخراج ذخیره در ترازهای پایین‌تر از تراز ۱۴۰۵ در صورت به کارگیری روش تخریب بلوکی سودآورتر است اما در صورت به کارگیری

سایر روش‌های استخراج زیرزمینی، انتقال از استخراج روباز به زیرزمینی فاقد توجیه اقتصادی خواهد بود.

باید توجه داشت که اگر چه ممکن است سودآوری بیشتر در تغییر روش استخراج به یک روش زیرزمینی باشد اما بسیاری از جنبه‌های عملیاتی از جمله تداوم جریان تولید، تجربه نیروی کار و نیز پیچیدگی کمتر و مدیریت آسان‌تر روش استخراج روباز ممکن است به عنوان عاملی موثر برای تداوم استخراج به روش جاری عمل کند. اتخاذ چنین تصمیماتی بر عهده مدیران و مهندسان با تجربه است که باید با در نظر گرفتن همه جنبه‌های مساله انجام گیرد.

۵- بحث و نتیجه‌گیری

یکی از چالش‌های موجود در طراحی و بهینه‌سازی طرح استخراجی معادن، نبود یک رویکرد کاربردی و در عین حال قابل قبول برای تعیین تراز گذار در معادن با قابلیت استخراج ترکیبی است. در تحقیق حاضر، روشی برای تعیین تراز گذار از استخراج روباز به زیرزمینی در مرحله مطالعات اولیه برنامه‌ریزی و طراحی معادن ارایه شده است. این روش، به صورت ترکیبی از ایجاد کاواک‌های توسعه یابنده بر مبنای بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی استخراج و نسبت باطله‌برداری تعادلی، توسعه یافته است. هدف از ارایه روش فوق، ارایه تکنیکی کاربردی و سریع برای حل مساله تراز گذار در مطالعات اولیه استخراج بدون توجه به محدودیت ابعاد و مقیاس کانسار بوده است.

برای بررسی کارایی روش ارایه شده، این الگوریتم در یک کانسار سنگ آهن اجرا شد. نتیجه به دست آمده از اجرای روش با ایجاد برنامه‌ریزی تولید استخراج زیرزمینی برای بخش باقی مانده ذخیره پایین‌تر از کاواک گذار انتخابی و برآورد و مقایسه ارزش خالص فعلی حاصل از استخراج زیرزمینی با ارزش خالص فعلی حاصل از تداوم استخراج روباز کنترل شد و نشان داد که در صورت تغییر روش در تراز گذار پیشنهادی به کمک روش ارایه شده، ارزش خالص فعلی کلی استخراج بطور میانگین بیش از ۲۰ درصد نسبت به تداوم استخراج به روش روباز، افزایش می‌یابد.

نتایج نشان‌دهنده آن است که روش ارایه شده به خوبی می‌تواند برای تعیین تراز گذار از استخراج روباز به زیرزمینی بدون آن که ابعاد و مقیاس کانسار مورد مطالعه یک محدودیت محسوب شود، به عنوان یک روش کاربردی و سریع به کار گرفته شود. تحلیل حساسیت تراز گذار نسبت به نوع روش انتخابی زیرزمینی و هزینه‌های استخراج زیرزمینی، نشان‌دهنده حساسیت بالای تراز گذار نسبت به هزینه‌های استخراج زیرزمینی و در نتیجه نسبت به نوع روش استخراج زیرزمینی است. توسعه آینده این روش اتخاذ ترتیباتی برای لحاظ کردن پایه تاج در کف کاواک گذار انتخابی است که می‌تواند به بهبود نتایج ارایه شده کمک کند.

منابع

1. Bakhtavar, E., Shahriar, K. and Oraee, K., (2009). *"Mining method selection and optimization of transition from open pit to underground in combined mining*", Journal of Archives of Mining Sciences, 54 (3), pp. 481-493.
2. Fuentes, S. Caceres, J. (2004). "*Block/panel caving pressing final open pit limit*", CIM Bulletin, 97(1082), pp.1-3.
3. Chen, J., Guo, D., Li, J. (2003). "*Optimization principle of combined surface and underground mining and its applications*", Journal of Central South University of Technology, 10 (3), pp. 222-225.
4. Calder, K., Townsend, P. and Russell, F. (2000) "*The Palabora underground mine project*", in Proceedings of the MassMin 2000 Conference, pp. 219–225.
5. Brannon, C., Casten, T. and Johnson, M. (2004). "*Design of the Grasberg block cave mine*", in Proceedings of the Massmin 2004 Conference, pp. 623–628.
6. Hersant, D. (2004). "*Mine design of the argyle underground project*", Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Ed: Karzulovic, A. and Alfaro, M.), pp. 610–615.
7. Flores, G. (2004). "*Geotechnical challenges of the transition from open pit to underground mining at Chuquicamata Mine*", Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Ed: Karzulovic, A. and Alfaro, M.), pp. 591-601.
8. Opoku, S and Musingwini, C. (2012). "*Modelling geological uncertainty for open-pit to underground transition in gold mines*", Proceedings of MPES 2012, pp. 503-512.
9. Newman A. M., Yano C. A. & Rubio E. (2013). "*Mining above and below ground: timing the transition*", IIE Transactions, 45(8), pp. 865-882.

10. Arancibia, E., Flores, G. (2004). "*Design for underground mining at Chuquicamata ore body – Scoping Engineering Stage*". In: Karzulovic, A., Alfaro, M.A. (eds.) Proceedings of Mass Mining Conference, Santiago, Chile, August 22-25, pp. 603-609.

11. Rashidi-Nejad F., Suorineni F. T., Asi B., (2014). "*Open pit or block caving? A numerical ranking method for selection*", The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2014 SOMP Annual Meeting,Vol 1, pp. 183-199.

12. Stacey, T. R. and Terbrugge, P. J. (2000). "*Open pit to underground–transition and interaction*", Proceedings MassMin 2000, Brisbane, (Ed: G Chitombo), Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, pp.97-104.

13. Fuentes S. (2004). "*Going to an underground (UG) mining method*", Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Ed: Karzulovic, A. and Alfaro, M.), pp.22–25.

14. Opoku, S and Musingwini, C. (2013). "*Stochastic modelling of open pit to underground transition interface for gold mines*", International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 27(6), pp. 404-424.

15. Soderberg, A., Rausch, D.O. (1968). "*Surface Mining (Section 4.1)*", Edited by Pfleider E. P., AIME Publisher, New York, pp. 142-143.

16. Nilsson, D. S., (1992). "*Surface Vs. Underground Methods*". SME Mining Engineering Handbook (Section 23.2), Hartman, H.L., pp. 2058-2068.

17. Nilsson, D. S., (1997). "*Optimal final pit depth: once again*" (technical paper), International Journal of Mining Engineering, pp.71-72.

18. Camus, J. P., (1992). "*Open pit optimization considering an underground alternative*", Proceeding of 23th Int.APCOM Symposium, pp. 435-441.

19. Tulp, T., (1998). "*Open pit to underground mining*", Proceeding of Mine Planning and Equipment Selection (MPES) Symposium, Balkema, Rotterdam, pp. 9-12.

20. Chen, J., Li, J., Luo, Z., and Guo, D. (2001). "*Development and application of optimum open-pit software for the combined mining of surface and underground*", Proceeding of CAMI Symposium, pp. 303-306 .

21. Bakhtavar, E., Shahriar, K. and Oraee, K., (2008). "*An approach towards ascertaining open-pit to underground transition depth*", Journal of Applied Sciences, 8 (23): pp. 4445-4449.

22. Bakhtavar, E., Shahriar, K. and Mirhassani, A., (2012). "*Optimization of the transition from open-pit to undergroundoperation in combined mining using (0 - 1) integer programming*", The Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 112 (12), pp. 1059–1064.

23. MacNeil J. and Dimitrakopoulos R. (2014). "*Stochastic optimization formulation for determining open pit to underground mining transition depth*", Orebody Modeling and Strategic Mine Planning Symposium 2014, pp. 363–368.

24. Dagdelen K., Traore, I. (2014). "*Open pit transition depth determination through global analysis of open pit and underground mine production scheduling*", Proceedings Orebody Modelling and Strategic Mine Planning Symposium 2014, pp. 195–200 .

25. Whittle D., Brazil M., Grossman P. A., Rubinstein J. H., Thomas D. A. (2015). "*Determining the open pit to underground transition: A proposed new method*"; Available at: http://lib-arxiv-008.serverfarm.cornell.edu/abs/1509.05129

26. Chung, J.; Topal, E. Y Ghosh, A.K. (2016). "*Where to make the transition from open-pit to underground? Using integer programming*", Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 116(8), pp.801-808.

27. Bakhtavar E., Abdollahisharif J., and Aminzadeh A. (2017). "*A stochastic mathematical model for determination of transition time in the non-simultaneous case of surface and underground mining*", The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 117(12), pp.1145-1153.

28. Whittle D., Brazil M., Grossman P. A., Rubinstein J. H. and Thomas D. A. (2018). "*Combined optimisation of an open-pit mine*

outline and the transition depth to underground mining", European Journal of Operational Research, 268(2), pp. 624-634.

29. King B., Goycoolea M., Newman A., (2017). "*Optimizing the open pit-to-underground mining transition*", European Journal of Operational Research, 257(1), pp. 297-309.

30. Flores G., Catalan A., (2019). "*A transition from a large open pit into a novel "macroblock variant" block caving geometry at Chuquicamata mine, Codelco Chile*", Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 11(3), PP. 549-561.

۳۱. مالکی القلندیس، اصغر؛ صابری، محمدمهدی؛۱۳۸۰؛ «**تعیین حد استخراج روباز- زیر زمینی کانسار مس چهار گنبد**»، اولین کنفرانس معادن روباز ایران، کرمان.

۳۲. صیادی، احمدرضا؛ شهریار، کوروش؛کریمی نسب، سعید؛ صمیمی نمین، فرهاد؛ ۱۳۸۳؛ «**تعیین حد روباز- زیرزمینی بر اساس بیشینه‌سازی ارزش خالص فعلی**»، کنفرانس مهندسی معدن ایران، تهران.

۳۳. یاوری، مهدی؛کیومرثی، محمدرضا؛ ۱۳۸۳؛ «**توسعه نرم‌افزار به منظور تعیین حد روباز - زیرزمینی**»، کنفرانس مهندسی معدن ایران، تهران.

۳۴. سعدینی، ابراهیم؛ یاوری، مهدی؛ ۱۳۸۶؛ «**تعیین حد روباز- زیرزمینی معدن سنگ آهن شماره ۳ گل‌گهر**»، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه تهران، تهران.

۳۵. اسدی امرئی، مقداد؛ عطائی، محمد؛ خالوکاکائی، رضا؛ ۱۳۸۶؛ «**تعیین حد بهینهٔ معدنکاری روباز - زیرزمینی**»، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود.

۳۶. بخت‌آور، عزالدین؛ شهریار، کورش؛ ۱۳۹۰؛ «**ارایه مدلی برای بهینه‌سازی عمق تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی**»، رساله دکتری، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران.

۳۷. فتح آبادی، ساناز؛ عطائی، محمد؛ سرشکی، فرهنگ؛ ۱۳۹۱؛ «**تعیین حد روباز- زیرزمینی معدن سنگ آهن چاه گز و ارزیابی عدم قطعیت آن**»، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی شاهرود، شاهرود.

۳۸. امین‌زاده، بوکانی؛ عبدالهی شریف، جعفر؛ بخت‌آور، عزالدین؛ ۱۳۹۳؛ «**بهینه‌سازی تغییر روش از روباز به زیرزمینی با استفاده از مدلسازی کامپیوتری و تکنیک‌های تحقیق در عملیات**»، پایان‌نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی ارومیه، ارومیه.

39. Lerchs, H. and Grossmann, I. F. (1965). "*Optimum Design of Open-Pit Mines*", Transactions, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Vol. LXVIII, pp. 17–24.