Amirkabir Journal of Civil Engineering

Amirkabir J. Civil Eng., 57(10) (2026) 1769-1788
DOI: 10.22060/ceej.2026.24259.8282

Simultaneous Determination of the Location and Time of IPCC System Installation and Relocation in Open Pit Mines Considering the Time Value of Money

Fardin Shirmohammadi, Sajjad Afraei *, Majid Ataee Pour

Department of Mining Engineering, Amirkabir University of Technology, Tehran, Iran.

ABSTRACT: Transportation costs in open-pit mines account for 50–60% of total operating costs. To meet high-tonnage production requirements, open-pit mining is widely employed. As the mine depth increases, the truck loading rate per unit time decreases, and to maintain production, the fleet size usually needs to be increased, resulting in a significant rise in operating costs. In contrast, continuous transportation systems, such as conveyors, can handle larger volumes of ore and waste due to their higher capacity and capability to operate on steep slopes. Therefore, the use of in-pit crushing and conveying (IPCC) systems and the determination of their optimal placement have attracted significant research attention. In this study, considering the high capital cost of the IPCC system, the optimal location and timing for the in-pit crusher station were determined to minimize the net present value (NPV) of the combined capital and operating costs of both truck and conveyor systems. For this purpose, a modified objective function was developed that incorporates the time value of money and simultaneously considers the capital and operating costs of both systems over the life of mine. The results indicate that the transition from the truck–shovel system to the IPCC system in the year that minimizes NPV of costs represents the economically optimal decision. In a case study conducted on a hypothetical mine, the fifth bench in the fifth year was identified as the optimal location and timing for the in-pit crusher station, resulting in a 5.16% reduction in costs compared to implementing the system in the first year of the life of mine. All analyses and optimizations were carried out using GAMS software.

Review History:

Received: Jun. 10, 2025
Revised: Oct. 11, 2025
Accepted: Jan. 26, 2026
Available Online: Feb. 18, 2026

Keywords:

Open Pit Mines
Shovel-Truck System
In-Pit Crushing and Conveying System
Crusher Location

1- Introduction

In open-pit mining operations, the shovel–truck system remains the predominant loading and haulage method, with transportation accounting for approximately 50% of total operating costs[1]. As mining depth increases, haulage distances become longer and fleet productivity declines, leading to substantial increases in both capital and operating expenditures. Consequently, the economic viability of portions of the mineral reserve may be adversely affected.

In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) systems have been widely recognized as an effective alternative for reducing haulage-related costs. However, the optimal siting of the in-pit crusher is of critical importance, as improper placement can significantly increase overall transportation costs. The crusher location problem is classified as NP-hard, and its solution at large scales involves considerable computational complexity[2].

This study aims to optimize the crusher location over different periods of the life of mine for a hypothetical open-pit mine with a depth of 225 m. The deposit comprises 153 Mt of ore and 285 Mt of waste, with an overall stripping ratio of 1.86.

2- Methodology

This study focuses on optimizing the location of the in-pit crusher and determining the optimal year to implement the IPCC system, minimizing the net present value (NPV) of combined capital and operating costs. Although the high capital cost of the IPCC system makes early implementation economically unattractive, some studies have assumed its use from the start and focused on crusher location[2]. While Paricheh emphasized the importance of determining the optimal year to switch haulage methods, crusher location is closely linked to production scheduling, which is treated as an input parameter in this research[3]. The conveyor system is assumed to remain fixed along one wall of the final pit, with ore initially transported by trucks to the crusher station and then conveyed out of the mine.

Extraction begins on the side of the pit where the conveyor is located and proceeds sequentially to the opposite side. This ensures that blocks closer to the conveyor are extracted first, reflecting spatial and operational constraints. Geometric and production data—including the block model, extraction

*Corresponding author's email: sajjad.afraei@aut.ac.ir

Copyrights for this article are retained by the author(s) with publishing rights granted to Amirkabir University Press. The content of this article is subject to the terms and conditions of the Creative Commons Attribution 4.0 International (CC-BY-NC 4.0) License. For more information, please visit https://www.creativecommons.org/licenses/by-nc/4.0/legalcode.

sequence, waste volumes, and potential conveyor positions—were derived from the production plan.

A multi-stage procedure was designed to evaluate candidate crusher locations over the life of mine. For each candidate, capital and operational costs, as well as their impact on the NPV, were calculated annually. The optimal start year for IPCC implementation was identified as the year when the total costs of truck and conveyor systems were minimized. Subsequently, the optimal crusher location was determined considering topography, conveyor route, and truck accessibility.

Scenario analyses and repeated calculations for different years were performed to assess the stability of results and sensitivity to discount rate variations. This integrated approach allows simultaneous evaluation of extraction sequence, crusher location, and timing of IPCC deployment, ensuring realistic and economically optimized decisions over the life of mine.

2- 1- Minimization of Total Haulage Costs

The study formulates an objective function to minimize the total discounted cost of haulage, including both truck and IPCC conveyor systems. An additional constraint is introduced to prevent crusher installation in unextracted areas. The modified objective function incorporates C_d, representing the sum of initial truck capital costs and the IPCC system capital cost in the deployment year. Before IPCC implementation, truck operational costs accumulate in C_d. The total discounted cost of material transport to each crusher (fc_{jt}) is calculated for all periods. The model is implemented in GAMS for optimization over the life of mine. This objective function is presented in Equation (1) and represents a modified version of Liu's original objective function[4]. In this equation, y_{jt} and z_{jt} represent, the use of the conveyor at bench j in year t and the movement of the crusher, respectively. C_t denotes the cost associated with relocating the crusher.

$$\min C_d + \sum_{j}^{J}\sum_{t}^{T} fc_{jt} \times y_{jt} + \sum_{j}^{J} c_t \times z_{jt} \qquad (1)$$

2- 2- Haulage Distance Calculation

According to Paricheh and Liu, haulage distances were calculated using the centroid of the bench and horizontal and vertical components, respectively [3, 4]. However, both methods may deviate from the actual optimal distance. Naturally, open-pit mining constraints prevent trucks from transporting material directly to the crusher or conveyors from moving material along a straight path. Truck routes are typically curved, while conveyor paths follow variable slopes. In Liu's study, two simplified straight-line routes were considered, consisting of one vertical and one horizontal segment for the truck path, as illustrated in Figure 1.

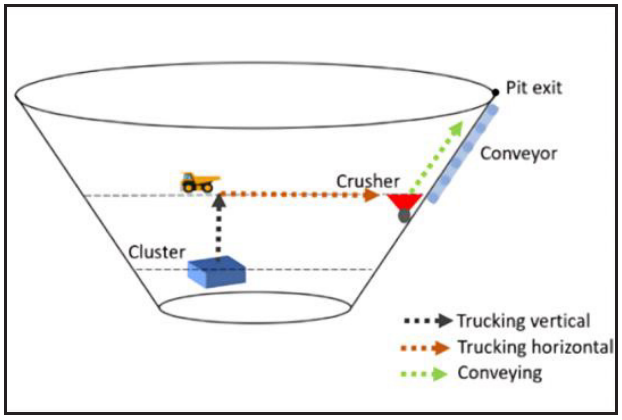


Fig. 1. Method for calculating the haulage distance by truck and conveyor [4].

3- Results and Discussion

Haulage distances were calculated using both original centroid and horizontal-vertical component methods and a modified formula accounting for a 10% ramp slope for trucks. Operating costs of $0.5 per ton-km, including fixed return trips, were applied over 15 years. The results showed that the original methods can significantly underestimate costs, potentially leading to errors in identifying the year when IPCC implementation minimizes total discounted costs. Therefore, the modified distance calculation was adopted in this study.

In the previous section, the transition year from truck haulage to conveyor haulage was not considered, and conveyor operating costs were assumed for all blocks. Here, conveyor costs are calculated only from the transition year onward, while truck operating costs are applied to earlier years.

Although the lower operating cost of conveyors justifies the shift from trucks, the high capital cost of the IPCC system discourages its implementation in the early life of mine. Likewise, late implementation is not economically reasonable. Therefore, using a 15% discount rate, the combined impact of capital and operating costs on the NPV was evaluated to determine the optimal transition year through the second objective function.

After identifying the optimal transition year, crusher location optimization was performed for the remaining blocks. The results indicate three crusher relocations in years 5, 6, and 11, at levels 5, 7, and 10, respectively.

4- Conclusions

This study presented an integrated model for determining the optimal location and timing of in-pit crusher deployment within an IPCC system, considering both capital and operating costs of truck and conveyor haulage while incorporating the time value of money over the life of mine. The results demonstrate that the transition year to IPCC and the crusher location must be determined simultaneously, as separate

optimization may lead to inconsistencies and higher overall costs.

The case study indicated that selecting level 5 in year 5 as the optimal location and transition time reduces total costs by approximately 5.16% compared to implementing the system at the beginning of the life of mine. This highlights the importance of coordinating production scheduling with equipment location decisions and emphasizes that simultaneous economic and operational analysis improves cost efficiency and decision-making.

The proposed model considers operational constraints such as conveyor routing, pit slope, and extraction sequence, making it a practical tool for mine planners. Compared to previous studies that determined location and transition timing separately or relied solely on truck haulage distance, this approach provides higher accuracy and applicability by incorporating all relevant costs in a unified framework.

In summary, the integrated analytical approach presented in this research enhances the economic performance of IPCC implementation, reduces capital and operating costs, and improves overall haulage system efficiency. The model also provides a foundation for future research on optimization of haulage systems in open-pit mines.

References

[1] A. Bozorgebrahimi, R.A. Hall, M.A. Morin, Equipment size effects on open pit mining performance, International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, 19(1) (2005) 41-56.

[2] Q. Gu, X. Li, L. Chen, C. Lu, Layout optimization of crushing station in open-pit mine based on two-stage fusion particle swarm algorithm, Engineering Optimization, 53(10) (2021) 1671-1694.

[3] M. Osanloo, M. Paricheh, In-pit crushing and conveying technology in open-pit mining operations: a literature review and research agenda, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 34(6) (2020) 430-457.

[4] D. Liu, Y. Pourrahimian, A Framework for Open-Pit Mine Production Scheduling under Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying Systems with the High-Angle Conveyor, Mining, 1(1) (2021) 59-79.

نشریه مهندسی عمران امیرکبیر

نشریه مهندسی عمران امیرکبیر، دوره ۵۷، شماره ۱۰، سال ۱۴۰۴، صفحات ۱۷۶۹ تا ۱۷۸۸
DOI: 10.22060/ceej.2026.24259.8282

تعیین توأم مکان و زمان استقرار و جابجایی‌های سیستم IPCC در معادن روباز با در نظر گرفتن تأثیر ارزش زمانی پول

فردین شیرمحمدی، سجاد افرائی*، مجید عطایی‌پور

دانشکده مهندسی معدن، دانشگاه صنعتی امیرکبیر (پلی تکنیک تهران)، تهران، ایران.

خلاصه: هزینه‌های حمل‌ونقل در معادن روباز سهمی بین ۵۰ تا ۶۰ درصد از کل هزینه‌های عملیاتی را به خود اختصاص می‌دهد. با توجه به نیاز به استخراج کانسنگ با تناژ بالا، روش استخراج روباز به‌طور گسترده در معادن مورد استفاده قرار می‌گیرد. با افزایش عمق معدن، نرخ بارگیری کامیون‌ها در واحد زمان کاهش یافته و برای حفظ تولید، معمولاً لازم است تعداد کامیون‌ها افزایش یابد که این امر موجب رشد چشمگیر هزینه‌های عملیاتی می‌شود. در مقابل، سیستم‌های حمل‌ونقل پیوسته نظیر نوار نقاله، به دلیل ظرفیت حمل بالا و عملکرد مناسب در شیب‌های زیاد، توان جابه‌جایی حجم بیشتری از ماده معدنی و باطله را دارند. ازاین‌رو، استفاده از سیستم سنگ‌شکنی و حمل توسط نوار نقاله درون‌معدنی (IPCC) و تعیین مکان بهینه استقرار آن‌ها مورد توجه پژوهشگران قرار گرفته است. در این پژوهش، با درنظرگرفتن هزینه سرمایه‌ای بالای سیستم IPCC ، مکان و زمان بهینه استقرار ایستگاه سنگ‌شکن درون‌معدنی به‌گونه‌ای تعیین شده است که ارزش خالص فعلی (NPV) مجموع هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی سیستم‌های کامیون و نوار نقاله کمینه گردد. برای این منظور، تابع هدفی اصلاح‌شده توسعه داده شد که ضمن لحاظ کردن ارزش زمانی پول، تأثیر هم‌زمان هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی هر دو سیستم را در طول عمر معدن در نظر می‌گیرد. نتایج نشان می‌دهد که تغییر روش حمل از سیستم شاول–کامیون به سیستم IPCC در سالی که منجر به کمترین NPV هزینه‌ها شود، بهینه‌ترین تصمیم اقتصادی است. در مطالعه موردی انجام‌شده بر روی یک معدن فرضی، تراز پنجم در سال پنجم به‌عنوان مکان و زمان بهینه استقرار ایستگاه سنگ‌شکن تعیین گردید. این انتخاب منجر به کاهش ۵/۱۶ درصدی هزینه‌ها نسبت به اجرای سیستم در سال نخست عمر معدن شد. تمامی مراحل تحلیل و بهینه‌سازی با استفاده از نرم‌افزار GAMS انجام گرفته است.

تاریخچه داوری:
دریافت: ۱۴۰۴/۰۳/۲۰
بازنگری: ۱۴۰۴/۰۷/۲۰
پذیرش: ۱۴۰۴/۱۱/۰۶
ارائه آنلاین: ۱۴۰۴/۱۱/۲۸

کلمات کلیدی:
معادن روباز
سیستم شاول– کامیون
سیستم حمل نوار نقاله و سنگ‌شکن درون معدنی
مکان‌یابی سنگ‌شکن

۱- مقدمه

روش روباز به دلیل استفاده از ماشین‌آلات بارگیری و حمل عظیم‌الجثه که از قدرت و ظرفیت بالایی برخوردارند، برای معادن بزرگ با شرایط ژئومکانیکی سخت و بسیار سخت کاملاً مناسب است. در بیش از ۸۰ درصد از معادن روباز جهان، از سیستم شاول–تراک برای عملیات بارگیری و حمل استفاده می‌شود[۱].

همان‌گونه که مشخص است، معدن‌کاری به روش روباز یک عملیات عظیم حفاری به شمار می‌آید که در آن باید حجم قابل‌توجهی از مواد معدنی استخراج و از محدوده معدن خارج شود. عملیات باربری بر اساس نوع ماده استخراج‌شده، توسط سیستم حمل‌ونقل به محل از پیش تعیین‌شده منتقل می‌شود. در معادن روباز، هزینه حمل‌ونقل حدود ۵۰ درصد از کل هزینه‌های عملیاتی را شامل می‌شود[۲].

با افزایش عمق معدن، به‌منظور جلوگیری از کاهش تولید خالص، باید میزان تناژ استخراجی افزایش یابد. از سوی دیگر، افزایش عمق موجب افزایش فاصله حمل کامیون‌ها و در نتیجه کاهش تعداد بارهای حمل‌شده توسط هر کامیون می‌شود. در این شرایط، ناگزیر باید تعداد و ظرفیت ناوگان حمل‌ونقل افزایش یابد که این امر باعث رشد قابل‌توجه هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌گذاری میان‌دوره‌ای خواهد شد. در نهایت، این روند ممکن است سبب شود که بخش‌هایی از ذخیره معدنی از نظر اقتصادی غیرقابل‌استخراج شوند.

در سال‌های اخیر، استفاده از سیستم سنگ‌شکنی و انتقال درون‌معدنی IPCC[1] مورد توجه بسیاری از محققان و شرکت‌های معدنی قرار گرفته است. هدف اصلی این سیستم، کاهش هزینه‌های عملیاتی مربوط به

* نویسنده عهده‌دار مکاتبات: sajjad.afraei@aut.ac.ir

1. In Pit Crushing and Conveying

حقوق مؤلفین به نویسندگان و حقوق ناشر به انتشارات دانشگاه امیرکبیر داده شده است. این مقاله تحت لیسانس آفرینندگی مردمی (Creative Commons License) در دسترس شما قرار گرفته است. برای جزئیات این لیسانس، از آدرس https://www.creativecommons.org/licenses/by-nc/4.0/legalcode دیدن فرمائید.

حمل‌ونقل مواد معدنی است. علاوه بر انتخاب نوع مناسب سنگ‌شکن و نوار نقاله، مکان‌یابی بهینه سنگ‌شکن نیز از اهمیت بالایی برخوردار است؛ چراکه مکان نامناسب می‌تواند هزینه‌های حمل‌ونقل را به‌طور چشمگیری افزایش دهد.

حل این‌گونه مسائل نیازمند ترکیب دانش برنامه‌ریزی تولید و مکان‌یابی تجهیزات است. بر اساس مطالعات اخیر، مسئله مکان‌یابی سنگ‌شکن از نوع NP-Hard[1] شناخته شده است[۳] و در ابعاد بزرگ، کارایی روش‌های کلاسیک برنامه‌ریزی ریاضی برای حل آن محدود است. با این حال، برخی از پژوهشگران با انجام ساده‌سازی‌هایی، تلاش کرده‌اند تا به راه‌حل‌های قابل‌قبولی دست یابند.

در این تحقیق، هدف بهینه‌سازی مکان سنگ‌شکن در دوره‌های مختلف عمر معدن است. برای این منظور، یک معدن فرضی روباز با عمق ۲۲۵ متر مورد مطالعه قرار گرفته است. بالاترین تراز این معدن در ارتفاع ۳۰۵۷ و پایین‌ترین تراز در ارتفاع ۲۸۳۲ متر از سطح دریا قرار دارد. حجم کل ذخیره معدنی برابر با ۱۵۳ میلیون تن و میزان باطله‌برداری موردنیاز ۲۸۵ میلیون تن است. تعداد بلوک‌های ماده معدنی و باطله به ترتیب ۱۳۶۲ و ۳۴۵۹ عدد بوده و وزن مخصوص آنها به ترتیب ۳ و ۲/۵ گرم بر سانتی‌متر مکعب است. نسبت باطله‌برداری (Stripping Ratio) در این معدن برابر با ۱/۸۶ برآورد شده است.

۲- بیان مسئله

هزینه‌های حمل‌ونقل در معادن روباز سهم قابل‌توجهی از کل هزینه‌های عملیاتی را به خود اختصاص می‌دهد، به‌گونه‌ای که در برخی معادن این هزینه‌ها بین ۵۰ تا ۶۰ درصد کل هزینه‌ها را تشکیل می‌دهند. روش استخراج روباز به دلیل قابلیت استفاده از ماشین‌آلات بزرگ و بارگیری با ظرفیت بالا، برای معادن با تناژ استخراج زیاد و شرایط ژئومکانیکی سخت، روش غالب محسوب می‌شود. با افزایش عمق معدن، نرخ بارگیری کامیون‌ها کاهش یافته و برای حفظ سطح تولید، لازم است تعداد و ظرفیت ناوگان حمل افزایش یابد که این امر هزینه‌های عملیاتی را به‌طور قابل توجهی افزایش می‌دهد.

از سوی دیگر، سیستم‌های حمل پیوسته مانند نوار نقاله، به دلیل ظرفیت حمل بالا و قابلیت عملکرد در شیب‌های زیاد، توان جابه‌جایی حجم بیشتری از مواد معدنی و باطله را دارند. استفاده از سیستم ترکیبی بارگیری و حمل شامل شاول–کامیون و نوار نقاله درون‌معدنی (IPCC) می‌تواند مزایای هر دو روش را همزمان فراهم کرده و هزینه‌های حمل‌ونقل را کاهش دهد. با این حال، موفقیت اقتصادی و عملیاتی سیستم IPCC به مکان و زمان استقرار ایستگاه سنگ‌شکن وابسته است؛ تصمیم‌گیری نادرست در این زمینه می‌تواند منجر به افزایش هزینه‌ها، کاهش بهره‌وری و ناکارآمدی سیستم شود.

بنابراین مسئله اصلی این پژوهش این است که چگونه می‌توان مکان و زمان بهینه استقرار ایستگاه سنگ‌شکن در سیستم IPCC را تعیین کرد به‌گونه‌ای که هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی کل سیستم حداقل شود و همزمان با برنامه‌ریزی تولید معدن هماهنگ باشد. حل این مسئله نیازمند مدلی است که ضمن در نظر گرفتن ارزش زمانی پول، اثرات اقتصادی و عملیاتی هر دو سیستم حمل را در طول عمر معدن تحلیل و مکان‌یابی و زمان‌بندی بهینه را به‌صورت یکپارچه ارائه دهد.

۳- نوآوری تحقیق

در اغلب پژوهش‌های پیشین، فرآیند مکان‌یابی ایستگاه سنگ‌شکن و تعیین زمان به‌کارگیری سیستم نوار نقاله (IPCC) به‌صورت دو مرحله جداگانه انجام گرفته است یا اینکه زمان دقیق استفاده از این سیستم را به درستی بیان نکرده‌اند که این موضوع موجب کاهش دقت در ارزیابی اقتصادی و تعیین نقطه بهینه انتقال روش حمل شده است. در این تحقیق، برای نخستین بار، تأثیر هم‌زمان سه عامل کلیدی شامل زمان تغییر روش حمل، مکان ایستگاه سنگ‌شکن و ترتیب استخراج بلوک‌ها به‌صورت یکپارچه در مدل بهینه‌سازی لحاظ شده است.

همچنین در مدل پیشنهادی، هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی هر دو سیستم کامیون و نوار نقاله بر اساس ارزش زمانی پول (NPV) به‌صورت پویا محاسبه شده و اثر تغییر ترازهای مختلف معدن بر هزینه کل حمل بررسی گردیده است. برخلاف مطالعات پیشین که فرض می‌کردند سیستم IPCC از ابتدای عمر معدن مورد استفاده قرار گیرد یا زمان تغییر روش را ثابت در نظر می‌گرفتند، در این پژوهش، سال بهینه استفاده از سیستم نوار نقاله به‌عنوان یک متغیر تصمیم در مدل وارد شده است.

به‌طور کلی، نوآوری اصلی این پژوهش در تلفیق هم‌زمان زمان و مکان بهینه استقرار ایستگاه سنگ‌شکن درون‌معدنی با درنظر گرفتن اثرات توپوگرافی، برنامه‌ریزی تولید و هزینه‌های سرمایه‌ای سیستم IPCC است؛

1. Non-deterministic Polynomial-time Hard, a classification of computational problems for which no polynomial-time solution is known.

بدین‌ترتیب، مدل ارائه‌شده دیدگاهی جامع‌تر و واقع‌گرایانه‌تر برای انتخاب اقتصادی‌ترین زمان و مکان استقرار سیستم حمل پیوسته فراهم می‌سازد.

٤- پیشینه پژوهش

استورگل در سال ۱۹۸۷ با برنامه GPSS[1] و روش سعی و خطا مکان‌هایی که بیشترین تعداد بار حمل شده، مکان کاندید اعلام کرد[۴]. هانچی درسال ۲۰۰۳ با استفاده از روش ریاضی تابع هدفی برای کمینه کردن ارزش خالص فعلی هزینه حمل سیستم کامیون و IPCC ارائه کرد[۵]. کوناک و همکاران در سال ۲۰۰۷ با نوشتن برنامه کامپیوتری و روش سعی و خطا هزینه کلی حمل یک معدن را کمینه کردند[۶]. در سال ۲۰۱۴ رحمانپور و همکاران با استفاده از روش مسئله مکان‌یابی هاب هزینه حمل‌ونقل را به حداقل رساندند[۷]. در سال ۲۰۱۶ پریچه و اصانلو با استفاده از یک مدل ریاضی مکان و زمان تغییر روش به نوار نقاله را به‌صورت جداگانه تعیین کردند[۸]. در سال ۲۰۱۷ پریچه و همکاران با استفاده از مدل ریاضی مکان ایستگاه را باهدف به حداقل رساندن فاصله حمل پیدا کردند[۹]. در سال ۲۰۱۹ اصانلو و پریچه ۳ مدل ریاضی ارائه کردند که در آن مکان ایستگاه سنگ‌شکن را با توجه به برنامه‌ریزی تولید، بدون برنامه‌ریزی تولید و با اندازه ناوگان حمل‌ونقل در نظر گرفتند[۱۰]. در سال۲۰۲۰ چن و همکاران با استفاده از الگوریتم ابتکاری PSO[2] به مکان‌یابی ایستگاه سنگ‌شکن ثابت پرداختند[۳]. در سال ۲۰۲۰ سماواتی و همکاران با یک مدل ریاضی برنامه‌ریزی تولید معدن را با مکان سنگ‌شکن و باهدف به حداکثر رساندن سود خالص حل کردند[۱۱]. در سال ۲۰۲۱ لیو و پوررحیمیان توسط یک مدل برنامه‌ریزی خطی عدد صحیح و با به حداقل رساندن هزینه حمل‌ونقل، زمان جابجایی سنگ‌شکن را تعیین کردند[۱۲]. در سال ۲۰۲۲ شمسی و همکاران با مقایسه اقتصادی کف هر پوشبک برای انتقال سیستم نوار نقاله به تعیین عمق بهینه استفاده از این سیستم پرداختند[۱۳]. در سال ۲۰۲۴ کامرانی و همکاران با استفاده از یک مدل ریاضی دو مرحله‌ای هزینه‌های حمل را کمینه کردند. در مرحله نخست بهترین موقعیت‌های پیشنهادی برای سنگ‌شکن تعیین شدند و در مرحله دوم یک برنامه زمان‌بندی با رعایت تقدم مکانی برای ایستگاه‌های سنگ‌شکن پیشنهاد گردید[۱۴]. در سال ۲۰۲۴ فیندلی و دیمیتر اکوپولوس سعی کردند با یک روش حل هیبریدی مبتنی بر شبیه‌سازی آنیلینگ و الگوریتم‌های تکاملی سنگ‌شکن را به محل‌های استخراج نزدیک کنند برای این منظور برنامه‌ریزی تولید بلند مدت معدن را بر اساس سیستم IPCC بهینه سازی کردند[۱۵]. چنگ و همکاران در سال ۲۰۲۵ با استفاده از یک مدل برنامه‌ریزی عدد صحیح مختلط و با هدف افزایش ارزش خالص فعلی و کاهش هزینه‌های حمل به برنامه‌ریزی استراتژیک استخراج بلوک‌های معدن بر اساس سیستم نوارنقاله کاملا متحرک پرداختند[۱۶]. نیکبین و همکاران در سال ۲۰۲۵ با مقایسه روش حمل کامیون و نوارنقاله نیمه متحرک توسط مدل‌های Extreme Gradient Boosting و Random Forest بیان کردند که سیستم SMIPCC[3] مصرف انرژی کامیون‌ها را تا ۲۴ درصد کاهش می‌دهد[۱۷]. در سال ۲۰۲۵ کامرانی و همکاران با هدف کاهش هزینه‌های حمل و بهینه‌سازی محل استقرار و جابجایی‌های سنگ‌شکن در سیستم IPCC توسط یک رویکرد خوشه‌بندی دو مرحله‌ای که در آن الگوریتم‌های k-medoids و سلسله‌مراتبی (hierarchical) برای تعریف ایستگاه‌های سنگ‌شکن در نظر گرفتند[۱۸].

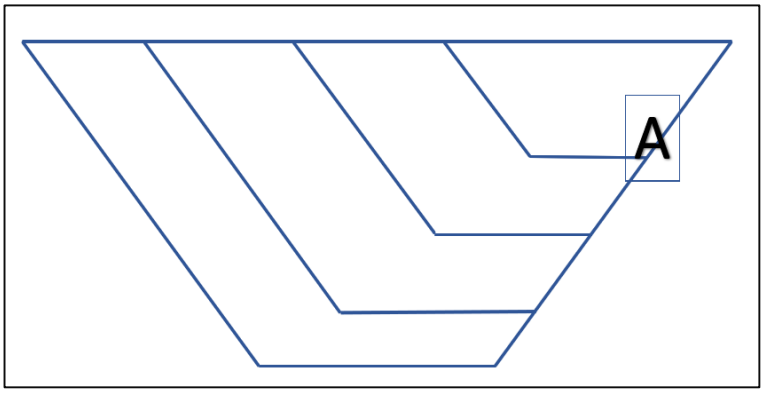
۵- روش تحقیق

در این تحقیق، مکان‌یابی سنگ‌شکن و تعیین سالی از عمر معدن که در آن ارزش خالص فعلی NPV[4] هزینه‌ها حداقل می‌شود، مورد توجه قرار گرفته است. مکان‌یابی ایستگاه سنگ‌شکن همواره ارتباط نزدیکی با برنامه‌ریزی تولید دارد؛ در این مطالعه، برنامه‌ریزی تولید به‌عنوان ورودی مسئله در نظر گرفته شده است. فرض بر این است که سیستم نوار نقاله در طول عمر معدن در امتداد یکی از دیواره‌های کاواک نهایی ثابت باقی می‌ماند. مواد استخراج‌شده ابتدا توسط کامیون به ایستگاه سنگ‌شکن واقع در مسیر نوار نقاله منتقل می‌شوند (زیرا ممکن است سنگ‌شکن تنها در انتهای نوار نقاله قرار نداشته باشد) و سپس از طریق سیستم نوار نقاله به بیرون از معدن انتقال می‌یابند.

استخراج از سمتی از معدن که نوار نقاله در آن نصب شده آغاز می‌شود و به‌تدریج به سمت مقابل گسترش می‌یابد. به‌منظور رعایت محدودیت‌های ناشی از استقرار نوار نقاله، داده‌های مورد استفاده به‌گونه‌ای انتخاب شده‌اند که ترتیب استخراج بلوک‌ها از یک سمت معدن آغاز شود و استخراج بلوک‌های نزدیک‌تر به نوار نقاله در اولویت قرار گیرد. بنابراین، محل نوار نقاله بر توالی استخراج و در نتیجه بر NPV تأثیرگذار است.

در مرحله نخست، داده‌های هندسی و تولیدی معدن شامل مدل بلوکی، توالی استخراج، حجم باطله‌برداری و موقعیت احتمالی نوار نقاله از برنامه‌ریزی تولید استخراج شدند. فرض شد که مسیر نوار نقاله در امتداد یکی

1. General Purpose Simulation Software
2. Particle Swarm Optimization
3. Semi-Mobile In-Pit Crushing and Conveying
4. Net Present Value



شکل ۱. نمایی از قرارگیری سنگ‌شکن بر روی دیواره محدوده نهایی.

Fig. 1. A view of the placement of the crusher on the wall of the final pit limit

از دیواره‌های محدوده نهایی ثابت است و عملیات استخراج از همان سمت آغاز می‌شود. این فرض باعث شد محدودیت‌های مکانی سیستم و تقدم استخراج بلوک‌های مجاور نوار نقاله در مدل لحاظ شود.

در بسیاری از پژوهش‌ها اشاره شده است که هزینه سرمایه‌ای سیستم IPCC چندین برابر ناوگان کامیون بوده و ازاین‌رو، پیاده‌سازی آن در سال‌های ابتدایی عمر معدن به‌دلیل سرمایه اولیه بالا، توصیه نمی‌شود. بااین‌حال، برخی محققان با فرض به‌کارگیری سیستم IPCC از ابتدای عمر معدن، به مکان‌یابی تسهیلات و ایستگاه سنگ‌شکن پرداخته‌اند [۳]. در پژوهش پریچه [۱۹]، بر اهمیت تعیین سال بهینه برای تغییر روش حمل با توجه به هزینه سرمایه‌ای اولیه تأکید شده است، اما به‌دلیل جدید بودن موضوع، تمامی جنبه‌ها به‌صورت جامع بررسی نشده‌اند. در آن پژوهش، ابتدا مکان‌یابی سنگ‌شکن انجام و سپس زمان استفاده از سیستم نوار نقاله برای چند مکان کاندید به‌صورت جداگانه بررسی شد که موجب کاهش دقت در حل مسئله گردید. دلیل این امر آن است که تعیین جداگانه زمان و مکان تغییر روش حمل، به‌طور هم‌زمان با جابجایی‌های آتی معدن هماهنگ نبوده و منجر به حداقل‌سازی واقعی هزینه‌ها نمی‌شود.

لیو [۱۲] فرض کرده است که سیستم IPCC از همان سال نخست بهره‌برداری معدن مورد استفاده قرار گیرد و مکان‌یابی سنگ‌شکن را بر این اساس انجام داده است؛ در نتیجه از اثر هزینه سرمایه‌ای بالای سیستم صرف‌نظر شده است. بااین‌حال، هزینه‌های سرمایه‌ای بالا سبب می‌شوند که استفاده از سیستم IPCC در سال‌های ابتدایی، ارزش خالص فعلی سود معدن را کاهش یا ارزش خالص فعلی هزینه‌ها را افزایش دهد.

در مطالعات اخیر مشخص شد که سال تغییر روش حمل همزمان با مکان‌یابی سنگ‌شکن و با در نظر گرفتن کلیه هزینه‌ها و جابجایی سنگ‌شکن انجام نشده است در صورتی که در این مطالعه نشان داده شد که تمامی این عوامل را توأم در نظر گرفت و دقت محاسبات را بسیار بالاتر برد.

علاوه‌بر این، اگر شرایط توپوگرافی معدن اجازه استقرار سیستم IPCC را در سال‌های نخست ندهد، ناچار باید چند سال ابتدایی تنها از سیستم کامیون–شاول برای استخراج استفاده شود تا فضای لازم برای نصب سیستم نوار نقاله فراهم گردد. به‌عنوان مثال، در شکل (۱)، اگر نقطه A مکان کاندید سنگ‌شکن باشد، تنها در صورتی امکان پیاده‌سازی سیستم IPCC وجود دارد که پوشبک‌های مربوطه استخراج شده باشند.

با اینکه اهمیت استخراج توسط کامیون و شاول تنها در سال‌های ابتدایی مشخص شد، سوال دیگری با این عنوان مطرح می‌شود: هدف از پیاده‌سازی سیستم IPCC چیست؟ آیا به‌محض قابل‌اجرا بودن از لحاظ عملیاتی، این سیستم پیاده‌سازی شود یا با توجه به اینکه چه سالی ارزش خالص فعلی هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی حمل توسط کامیون بیشتر از نوار نقاله می‌شود، آنگاه این انتقال (استفاده از سیستم نوارنقاله به جای سیستم کامیون) انجام گیرد.

به‌منظور پاسخ به این سؤال، فرایندی چندمرحله‌ای طراحی شد که شامل تحلیل هزینه‌ها در بازه زمانی عمر معدن و ارزیابی مکان‌های مختلف استقرار ایستگاه سنگ‌شکن بود. در این فرایند، برای هر مکان کاندید، هزینه‌های سرمایه‌ای، عملیاتی و اثر آن بر ارزش خالص فعلی معدن در سال‌های مختلف استخراج محاسبه و مقایسه شد.

سپس، سالی که مجموع هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی سیستم‌های حمل (کامیون و نوار نقاله) به کمترین مقدار می‌رسید، به‌عنوان زمان بهینه

آغاز استفاده از سیستم IPCC انتخاب شد. پس از تعیین این سال، مکان بهینه سنگ‌شکن نیز با توجه به توپوگرافی معدن، مسیر نوار نقاله و دسترسی کامیون‌ها مشخص گردید.

در این مطالعه به کمینه کردن ارزش خالص فعلی هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی مربوط به ناوگان کامیون و سیستم IPCC و سپس از سالی که این هزینه‌ها به حالت کمینه رسید به یافتن مکان و زمان استفاده از ایستگاه سنگ‌شکن (سالی که هزینه سرمایه‌ای بالای سیستم نوارنقاله منجر به کاهش زیاد ارزش خالص فعلی درآمد معدن نشود و بعد از آن سال مکان و زمان در هر سال از عمر معدن تعیین گردد) پرداخته‌شده است. بنابراین به یک سری محاسبات اولیه و پیش‌نیاز برای یافتن حالت بهینه میان هزینه سرمایه‌ای سیستم نوار نقاله و هزینه عملیاتی و سرمایه‌ای ناوگان کامیون نیازمند است.

در این راستا، تحلیل سناریو و تکرار محاسبات برای سال‌های مختلف عمر معدن انجام شد تا پایداری نتایج و حساسیت پاسخ‌ها نسبت به تغییرات نرخ تنزیل بررسی شود. این رویکرد باعث شد ارتباط میان مکان‌یابی ایستگاه سنگ‌شکن، توالی استخراج و زمان بهینه استفاده از سیستم IPCC به‌صورت یکپارچه و واقع‌بینانه تحلیل گردد.

لازم به ذکر است که هزینه سرمایه‌ای سیستم نوار نقاله به دلیل اینکه ظرفیت آن از ابتدا تا انتها ثابت است و تنها طول نوار کم یا زیاد می‌شود، در طول عمر معدن تغییر زیادی نمی‌کند. اما با افزایش فاصله حمل، تعداد بار کامیون در واحد زمان کاهش‌یافته و به طبع باید از تعداد کامیون‌های بیشتری استفاده نمود. همچنین در بعضی از معادن به دلیل کاهش عیار ماده معدنی در اعماق بیشتر برای تأمین میزان خوراک کارخانه فرآوری باید مقدار بیشتری مواد معدنی استخراج کرد که منجر به نسبت باطله‌برداری بیشتری نیز می‌شود.

۶- داده‌ها و فرضیات مورد استفاده

برای پیاده‌سازی مدل مکان و زمان از اطلاعات یک معدن فرضی استفاده‌شده تا کارایی مدل مورد بررسی قرار گیرد. برای این معدن، داده‌ها تغییریافته است. لازم به ذکر است که فقط اطلاعاتی که برای کمینه‌سازی هزینه حمل موردنیاز است، شرح داده‌شده است. در جدول (۱) پارامترهای معدن فرضی مورد مطالعه و جدول (۲) پارامترهای محاسبه تعداد کامیون و تخمین هزینه سرمایه‌ای و عملیاتی سیستم نوارنقاله و کامیون شرح داده شده است.

جدول ۱. پارامترهای موردنیاز برای حل مسئله کمینه‌سازی هزینه حمل.

Table 1. Parameters required for solving the transportation cost minimization problem.

پارامتر		کمیت
مشخصات طرح نهایی معدن		
ذخیره قابل‌استخراج		۴۵۰ میلیون تن
عمر معدن		۲۰ سال
نسبت باطله‌برداری		۱:۱/۸۶
تراز اولین پله معدن		۳۰۵۷
تراز آخرین پله معدن		۲۸۳۲
پارامترهای طراحی معدن		
ظرفیت استخراج سالانه		۷ سال اول ۱۴ میلیون تن و بعدازآن ۲۷ میلیون تن
تعداد روز کاری سالانه		۳۰۰ روز در سال
شیب جاده‌های ارتباطی		۱۰ درصد
مشخصات مدل بلوکی	تعداد بلوک در هر جهت	NX=44, NY= 33, NZ= 15
	تعداد کل بلوک‌ها	۴۸۲۱
	ابعاد هر بلوک	۵۰×۵۰×۱۵
شیب کاواک در سمت دیواره نوار نقاله		۲۵ درجه

جدول ۲. مفروضات جهت تعیین هزینه سرمایه‌ای کامیون [۱۹, ۲۰].

Table 2. Assumptions for determining the capital cost of trucks [19, 20].

پارامترهای محاسبه تعداد کامیون	
ظرفیت کامیون	۱۵۰ تن
سرعت کامیون پر	۲۵ کیلومتر در ساعت
سرعت کامیون خالی	۳۲ کیلومتر در ساعت
زمان دامپ، انتظار و مانور در هر سیکل	۲ دقیقه
زمان بارگیری کامیون	۳ دقیقه
فاکتور تورم	۰/۶
فاکتور پرشوندگی	۰/۸
ساعت کار در سال با در نظر گرفتن تمامی زمان‌های بیکاری	۳۰۰۰ ساعت در سال
پارامترهای محاسبه تعداد کامیون	
پارامترهای هزینه‌ای	
متوسط فاصله حمل در ابتدای عمر معدن	۱/۵ کیلومتر
هزینه سرمایه‌ای برای خرید یک کامیون	۲/۱۵ میلیون دلار
پارامترهای هزینه‌ای	
متوسط هزینه عملیاتی حمل توسط کامیون پر و خالی	۱ دلار بر تن در هر کیلومتر
پارامترهای هزینه‌ای سیستم IPCC و کامیون	
تعداد کامیون موردنیاز سیستم تراک-شاول	۲۱ عدد
هزینه سرمایه‌ای کامیون	۲۵/۶۲ میلیون دلار
هزینه سرمایه‌ای پیاده‌سازی سیستم IPCC	۷۰ میلیون دلار
هزینه سرمایه‌ای جابجایی سنگ‌شکن اولیه	۳ میلیون دلار
هزینه عملیاتی حمل توسط نوار نقاله	۰/۱ دلار بر تن در هر کیلومتر

۷- کمینه‌سازی کل هزینه‌های حمل

تابع هدف و ۶ محدودیتی که لیو در نظر گرفتند به ترتیب در روابط (۱) و (۶) تا (۱۱) نمایش داده‌شده است[۱۲]. و محدودیتی که در این تحقیق به آن اضافه‌شده در رابطه (۱۲) به آن اشاره‌شده است. اما این محدودیت که مانع نصب سنگ‌شکن در محلی که استخراج نشده است را باعث می‌شود که در کارهای قبلی وارد نشده است. مقدار تابع هدف در رابطه (۱) جهت برآورد کمترین هزینه عملیاتی تنزیل یافته میان حمل کامیون و نوار نقاله است که تأثیر هزینه سرمایه‌ای بالای سیستم نوار نقاله در نظر گرفته نشده است[۱۲]. اگر هزینه سرمایه‌ای نوار نقاله سه برابر ناوگان کامیون سال اول در نظر گرفته شود، مشخصاً استفاده از سیستم نوار نقاله در اوایل عمر معدن تا زمانی که هزینه عملیاتی بالای حمل کامیون (مجموع هزینه‌های عملیاتی تنزیل یافته کامیون،) بیشتر از هزینه پیاده سازی سیستم نوار نقاله شود، صرفه اقتصادی نخواهد داشت. اصلاح‌شده رابطه (۱) در رابطه (۲) آمده است. که این رابطه (۱) بعلاوه شده که برابر مقدار هزینه سرمایه‌ای خرید کامیون در ابتدا و هزینه سرمایه‌ای سیستم IPCC در سالی که قرار است پیاده‌سازی شود است. تا دوره t که از سیستم IPCC استفاده‌نشده، هزینه عملیاتی کامیون افزایش‌یافته و به اضافه می‌شود. رابطه (۳) و (۴) به ترتیب طریقه محاسبه C_d و fc_{jt} را نشان می‌دهد که fc_{jt} مجموع هزینه‌های تنزیل یافته جابجایی مواد استخراج و ارسال شده به سنگ‌شکن j در دوره t می‌باشد. لازم به ذکر است که توابع هدف ذکر شده در نرم‌افزار گمز[1] پیاده سازی شده است.

1. General Algebraic Modeling System

$$\min \sum_{j}^{J}\sum_{t}^{T} fc_{jt} \times y_{jt} + \sum_{j}^{J} c_t \times z_{jt} \quad (۱)$$

$$\min C_d + \sum_{j}^{J}\sum_{t}^{T} fc_{jt} \times y_{jt} + \sum_{j}^{J} c_t \times z_{jt} \quad (۲)$$

$$C_d = CT + \sum_{d=1}^{t} \frac{OT}{(1+r)^d} + \frac{CC}{(1+r)^t} \quad (۳)$$

$$fc_{jt} = \sum_{i}^{I} F_{ij} \times X_{it} \times \frac{1}{(1+r)^t} \quad (۴)$$

$$F_{ij} = (DT_{ij} \times CT + DC_j \times CC) \times (Ton_i^o + Ton_i^w) \quad (۵)$$

که در این رابطه‌ها به ترتیب هزینه‌ها، پارامترها و متغیرها در ادامه آورده شده است:

۷- ۱- هزینه‌ها

C_d: مجموع هزینه سرمایه‌ای خرید کامیون در ابتدا، هزینه عملیاتی حمل توسط کامیون تا سال t که از سیستم IPCC استفاده نمی‌شود و هزینه سرمایه‌ای تجهیزات سیستم IPCC که در سال t پیاده‌سازی می‌شود.

CT: هزینه سرمایه‌ای خرید کامیون

OT: هزینه عملیاتی جابجایی مواد توسط کامیون

CC: هزینه سرمایه‌ای پیاده‌سازی سیستم IPCC

c_t: هزینه جابجایی تجهیزات سنگ‌شکن در سال t

F_{ij}: هزینه حمل بلوک i به مکان کاندید سنگ‌شکن j توسط کامیون و انتقال آن توسط نوار نقاله به بیرون از معدن و هزینه خردایش یا هزینه عملیاتی سنگ‌شکن

CT: هزینه حمل یک تن مواد به فاصله یک کیلومتر توسط کامیون

CC: هزینه حمل یک تن مواد به فاصله یک کیلومتر توسط نوار نقاله

fc_{jt}: مجموع هزینه‌های تنزیل یافته جابجایی مواد استخراج‌شده به سنگ‌شکن j در دوره t

۷- ۲- پارامترها

r: نرخ تنزیل

T: عمر معدن

t: سالی از عمر معدن که سیستم IPCC پیاده‌سازی می‌شود

I: تعداد کل بلوک‌ها

i: شماره بلوکی که در سال t باید استخراج شود

J: تعداد نقاط کاندید ایستگاه سنگ‌شکن

DT_{ij}: فاصله حمل بلوک i به سنگ‌شکن j

DCj: فاصله حمل از سنگ‌شکن j به بیرون از معدن

Ton_i^o: تناژ ماده معدنی بلوک i

Ton_i^w: تناژ باطله بلوک i

۷- ۳- متغیرها

y_{jt}: متغیر باینری که اگر برابر یک باشد نشان‌دهنده این است که سنگ‌شکن j در سال t استفاده می‌شود.

z_{jt}: متغیر باینری که اگر برابر یک باشد نشان‌دهنده این است که سنگ‌شکن به ایستگاه j در سال t جابجا می‌شود.

X_{it}: متغیر باینری که نشان می‌دهد بلوک i در سال t استخراج می‌شود یا خیر

محدودیت‌ها به ترتیب در رابطه‌های (۶) تا (۱۱) آورده شده‌اند[۱۲]:

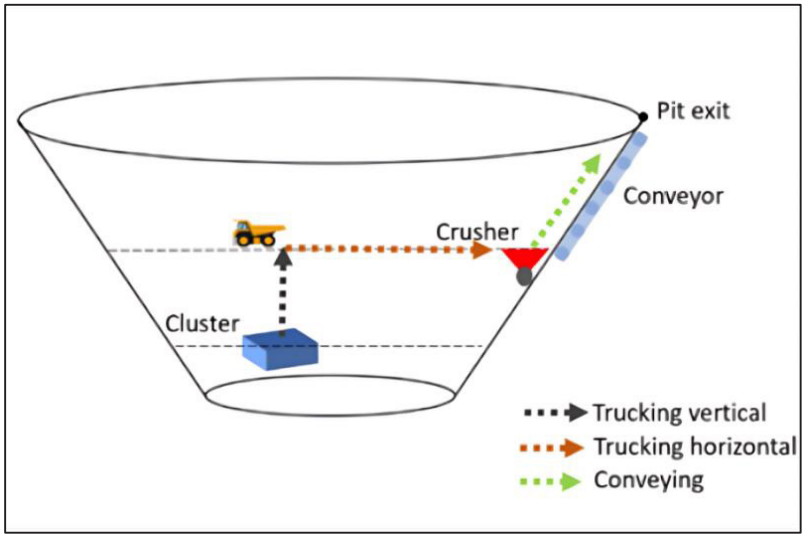
$$\forall t \in \{1,...,T\} \quad \sum_{j=1}^{J} y_{jt} = 1 \quad (۶)$$

$$\forall j \in \{1,...,J\}, t \in \{2,...,T\} \quad \sum_{j}^{J} y_{jt-1} \geq \sum_{j}^{J} y_{jt} \quad (۷)$$

$$\forall j \in \{1,...,J\}, t \in \{1,...,T\} \quad z_{jt} \geq y_{jt} - y_{jt-1} \quad (۸)$$

$$\forall j \in \{1,...,J\}, t \in \{2,...,T\} \quad z_{jt} \leq y_{jt} \quad (۹)$$

$$\forall j \in \{1,...,J\}, t = 1 \quad z_{jt} = y_{jt} \quad (۱۰)$$



شکل ۲. طریقه محاسبه فاصله حمل توسط کامیون و نوار نقاله [۱۲]

Fig. 2. Method for calculating the haulage distance by truck and conveyor [12].

$$\forall j \in \{1,...,J\}, t \in \{1,...,T\} \quad \sum_{t}^{T} y_{jt} - N_n \times \sum_{t}^{T} z_{jt} \geq 0 \qquad (۱۱)$$

$$\forall j \in \{1,...,J\}, t \in \{1,...,T\} \quad y_{jt} \leq c_{jt} \qquad (۱۲)$$

که در این رابطه‌ها:

N_n: تعداد سالی که سنگ‌شکن در یک تراز قرار دارد.

مفهوم محدودیت‌ها به ترتیب بیان می‌کند که،

محدودیت (۶): هرسال فقط یک سنگ‌شکن در دسترس است.

محدودیت (۷): ایستگاه تنها به سمت پایین می‌تواند حرکت کند یا اینکه در یک پله باقی بماند.

محدودیت (۸) تا (۱۰): شرایط جابجایی ایستگاه است که اگر مقدار z_{jt} برابر ۱ باشد ایستگاه جابجا می‌گردد.

محدودیت (۱۱): مدت‌زمان باقی ماندن سنگ‌شکن در یک ایستگاه را قبل از جابجایی آن تنظیم می‌کند.

لیو برای استفاده از نوار نقاله با زاویه بالا در قسمتی که از روش دومرحله‌ای استفاده کرده‌اند از محدودیتی که از مکان‌یابی سنگ‌شکن را برای سالی که سطح j استخراج‌نشده مانع آن شود، استفاده نکرده‌اند[۱۲]. محدودیت پیشنهادی در رابطه (۱۲) بیان‌شده است. رابطه (۱۲) درواقع هفتمین محدودیت است.

در این رابطه:

y_{jt}: متغیر باینری که اگر برابر یک باشد نشان‌دهنده این است که سنگ‌شکن j در سال t استفاده می‌شود.

c_{jt}: متغیر باینری که امکان‌پذیری استفاده از سنگ‌شکن را در مکان j و سال t تعیین می‌کند.

۸- محاسبه فاصله حمل

طبق تحقیق پریچه و لیو که به ترتیب از مرکز ثقل تراز و مؤلفه‌های افقی و عمودی برای محاسبه فاصله حمل استفاده شده اما هر دو روش ممکن است از نتیجه‌ی مطلوب فاصله بگیرد[۱۲, ۱۹]. طبیعی است که محدودیت‌های استخراج روش روباز این اجازه را نمی‌دهد که کامیون‌ها مواد حمل شده را به‌صورت مستقیم به سمت سنگ‌شکن حمل نمایند یا اینکه نوار نقاله مواد حمل شده را در مسیری مستقیم انتقال دهد. مسیر کامیون‌ها در اکثر موارد به‌صورت یک کمان دایره و مسیر نقاله درشیب‌های متغیر است. در پژوهش لیو دو مسیر به‌صورت مستقیم و بدون پیچ و خم در نظر گرفته‌شده‌اند به‌طوری‌که فقط مسیر کامیون شامل یک مسیر عمودی و یک

مسیر افقی می‌باشد که در شکل (۲) نشان داده‌شده است. برای محاسبه فاصله حمل کامیون و نقاله به ترتیب از رابطه‌های (۱۳) و (۱۴) استفاده‌شده است.

$$DT_{ij} = \sqrt{(x_i - x_j)^2 + (y_i - y_j)^2} + \left|z_i - z_j\right| \qquad (۱۳)$$

$$DC_{ij} = \sqrt{(x_j - x_0)^2 + (y_j - y_0)^2 + (z_j - z_0)^2} \qquad (۱۴)$$

که در این معادلات:

DT_{ij}: فاصله حمل بلوک iام به سنگ‌شکن j

DC_j: فاصله حمل از سنگ‌شکن j به بیرون از معدن

x_i، y_i و z_i: مختصات مرکز بلوک i

x_j، y_j و z_j: مختصات نقاط کاندید برای ایستگاه سنگ‌شکن

x_0، y_0 و z_0: مختصات نقطه لبه اولین پله معدن در محدوده نهایی است.

اگر فرض شود که رمپ کامیون شیب ۱۰ درصدی داشته باشد و خوشه یا بلوک در فاصله افقی برابر ۱۰۰ متر و اختلاف ارتفاع ۱۰۰ متر از ایستگاه سنگ‌شکن قرار داشته باشد آنگاه مسیر حمل کامیون با توجه به رابطه (۱۳) برابر با ۲۰۰ متر محاسبه خواهد شد درصورتی‌که برای اختلاف ارتفاع ۱۰۰ متری یک کامیون باید مسیری به طول یک کیلومتر را طی نماید که در این صورت خطای محاسبه ۸۰ درصد می‌شود. تنها در حالتی که جابجایی فقط در یک‌تراز (سطح) رخ بدهد استفاده از رابطه ۵-۱۳ به واقعیت نزدیک است و در بیشتر موارد همراه با خطا است. به دلیل شیب عملیاتی کامیون‌ها افزایش عمق بسیار بیشتر از افزایش فاصله افقی بر روی فاصله حمل کامیون‌ها تأثیرگذار است. اکنون حالتی در نظر گرفته می‌شود که فاصله افقی برابر ۴۰۰ متر و اختلاف ارتفاع برابر ۱۰ متر باشد در این صورت این اشتباه است که فرض شود برای این اخلاف ارتفاع با توجه به شیب عملیاتی، فاصله حمل کامیون ۱۰۰ متر در نظر گرفته شود. همچنین رابطه ۵-۱۳ نیز جواب درست را نخواهد داد. برای حل این مشکل پیشنهاد می‌شود که مقدار ماکزیمم فاصله مستقیم دونقطه و فاصله بر اساس شیب عملیاتی کامیون در نظر گرفته شود. برای این منظور رابطه ۵-۱۵ پیشنهاد می‌شود.

$$DT_{ij} = MAX\left(\sqrt{(x_j - x_0)^2 + (y_j - y_0)^2 + (z_j - z_0)^2},\ \frac{\left|z_j - z_i\right|}{10} \times 100.5\right) \qquad (۱۵)$$

۹- تولید خط نقاله و نقاط کاندید ایستگاه سنگ‌شکن

نقاط j مکان‌هایی هستند که برای ایستگاه سنگ‌شکن در نظر گرفته‌شده‌اند. نوار نقاله به دیواره محدوده نهایی مماس است و فرض شده است که ایستگاه‌های سنگ‌شکن در امتداد نوار نقاله قرار دارند بنابراین بدیهی است که سنگ‌شکن در مختصات یکی از بلوک‌ها قرار گیرد. برای یافتن نقاط سنگ‌شکن به‌طوری‌که درون محدوده نهایی باشند ابتدا یک نقطه در "لبه" اولین پله و یک نقطه در "پایه" پایین‌ترین پله معدن مشخص می‌شود اگر این نقاط بیرون از محدوده نهایی نیز باشد مشکلی وجود نخواهد داشت. با داشتن این نقاط شیب محدوده نهایی معدن مشخص می‌شود و همین‌طور شیبی که نوار نقاله با زاویه بالا در آن قرار خواهد داشت. با داشتن این دونقطه رابطه خط آن قابل‌نوشتن است و بر اساس آن می‌توان خط نوار نقاله را به چند قسمت تقسیم کرده و هر نقطه را یک مکان ایستگاه سنگ‌شکن تعبیر نمود. رابطه (۱۶) رابطه یک خط است که از نقطه $A(x_0, y_0, z_0)$ می‌گذرد و با بردار $L = (a, b, c)$ موازی است در حقیقت بردار L برداری است که شیب‌خط را نشان می‌دهد. برای یافتن این بردار باید هر کسر را برابر با یک عدد حقیقی ثابت t قرارداد. رابطه (۱۶) را به‌صورت مجموعه رابطه پارامتری (۱۷)، (۱۸) و (۱۹) نیز نوشت.

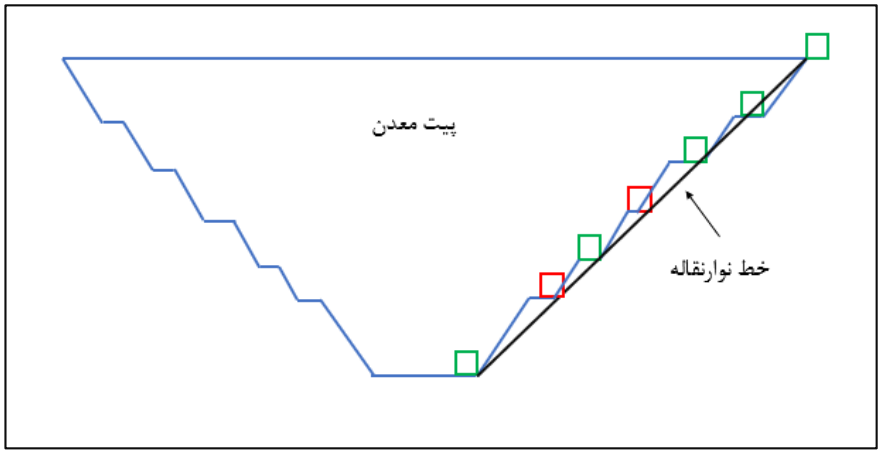
$$\frac{x - x_0}{a} = \frac{y - y_0}{b} = \frac{z - z_0}{c} \qquad (۱۶)$$

$$x = x_0 - at \qquad (۱۷)$$

$$y = y_0 - bt \qquad (۱۸)$$

$$z = z_0 - ct \qquad (۱۹)$$

که در این روابط:



شکل ۳. نمایی از حالت قرارگیری نقاط کاندید سنگ‌شکن درون محدوده نهایی و خارج از آن.

Fig. 3. A view of the arrangement of candidate crusher locations inside and outside the final pit limit.

x_0، y_0 و z_0: مختصات نقطه لبه اولین پله معدن در محدوده نهایی

x، y و z: مختصات نقطه پایه آخرین پله معدن در محدوده نهایی

t: یک عدد حقیقی است.

درصورتی‌که این خط نقاله به پله‌های اول و آخر مماس باشد نیز ممکن است که نقاط سنگ‌شکن با پستی‌وبلندی دیواره نهایی بیرون از محدوده قرار گیرند که با توجه به فرضیات مسئله قرار نیست که موادی بیشتر از حد تعیین‌شده استخراج شود و علاوه بر آن منجر به افزایش فاصله حمل غیرواقعی توسط کامیون خواهد شد. بنابراین برای این منظور باید هر نقطه را مماس بر محدوده نهایی نمود. برای این منظور کافی است نزدیک‌ترین بلوک به هر نقطه را پیداکرده و سپس با نقطه قبلی جایگزین می‌شود. شکل (۳) نمای ساده‌ای از بیرون‌زدگی ایستگاه سنگ‌شکن از درون محدوده نهایی را نشان می‌دهد. این نقطه بعد از اصلاح بر روی مختصات یک بلوکِ واقع در دیواره محدوده نهایی قرار می‌گیرد.

۱۰- نحوه اجرای فرآیند بهینه‌سازی

برای اجرای بهینه‌سازی باید ابتدا مختصات سه‌بعدی بلوک‌های محدوده موردمطالعه آماده‌سازی شود در مرحله دوم تناژ هر بلوک محاسبه شود. در مرحله سوم مختصات مکان‌های کاندید برای ایستگاه سنگ‌شکن با توجه به مدل بلوکی پیدا شوند در مرحله چهارم اطلاعات توالی استخراج برای هر بلوک برای تعیین زمانی که امکان استخراج بلوک امکان‌پذیر است آماده‌سازی می‌شود در مرحله پنجم مکان‌هایی که قابلیت جانمایی ایستگاه سنگ‌شکن می‌باشد مشخص می‌شوند. تمامی هزینه‌های سرمایه‌ای برای خرید تجهیزات و هزینه‌های عملیاتی به ازای واحد فاصله حمل که قبلاً ذکر شد، آماده‌سازی شده و همگی به‌عنوان ورودی به نرم‌افزار گمز داده می‌شوند. نرم‌افزار نیز بر اساس تابع هدف و محدودیت‌هایی که قبلاً ذکر شد شروع به بهینه‌سازی مکان ایستگاه با توجه به هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی می‌کند و سال با کمترین ارزش خالص فعلی هزینه، به‌عنوان سال بهینه تغییر روش حمل و اطلاعات مکان‌یابی از آن سال به بعد مدنظر خواهد بود. لازم به ذکر است که از نسخه ۲۵,۱,۲ نرم‌افزار گمز و از حل‌کننده CPLEX استفاده‌شده که تعداد کل متغیرهای تصمیم برابر با ۶۴۰ بوده و زمان محاسبات در کمتر از ۲ دقیقه و با استفاده از سیستمی با پردازنده (CPU) برابر Intel Core i3 و سرعت پردازنده 2GHz انجام‌شده است. جزئیات داده‌هایی که به‌عنوان ورودی به نرم‌افزار گمز داده‌شده است عبارت است از؛

۱- مختصات ۴۸۲۱ بلوک شامل ماده معدنی و باطله

۲- تناژ ماده معدنی و باطله هر بلوک (یک بلوک حاوی باطله یا ماده معدنی است و حالت دیگری ندارد.)

۳- مختصات ۱۶ مکان کاندید برای سنگ‌شکن در ۱۶ تراز که برابر تعداد کل ترازهای معدن بوده و در واقع یک سمت معدن در ۱۶ تراز آن برای نقاط کاندید انتخاب گردیده که این عمل را می‌توان برای جهت‌های مختلف معدن انجام داد.

۴- توالی استخراج تمامی بلوک‌ها برای ۲۰ سال که در هرسال تعداد بلوک مشخصی برای استخراج آزاد هستند که باید استخراج شوند و این

بلوک‌ها در هیچ سالی در دسترس نیستند که نرم‌افزار محاسبه هزینه حمل را برایشان اعمال کند، که در یک ماتریس ۲۰×۴۸۲۱ می‌باشد.

۵- هزینه جابجایی سنگ‌شکن برای هرسال (که ثابت در نظر گرفته‌شده است.)

۶- مشخص کردن سال آزاد برای پیاده‌سازی ایستگاه سنگ‌شکن در یک ماتریس ۲۰×۱۶ که برای ۱۶ تراز و ۲۰ سال می‌باشد.

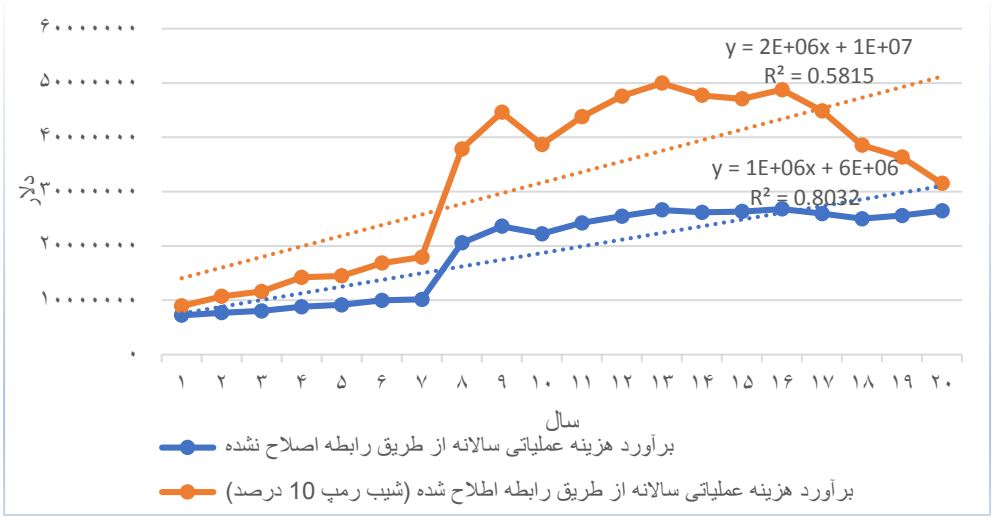
۷- هزینه عملیاتی سالانه کامیون که برای ۲۰ سال عمر معدن محاسبه‌شده است.

۱۱- یافته‌های تحقیق

در ادامه درباره روش‌های مختلف محاسبه فاصله حمل، پیاده‌سازی مدل تعیین هم‌زمان مکان و زمان و مکان‌یابی با و بدون در نظر گرفتن هزینه سرمایه‌ای بحث شده است.

۱۱- ۱- تأثیر روش محاسبه فاصله حمل بر هزینه عملیاتی در هرسال

در تحقیق پریچه برای محاسبه فاصله از مرکز ثقل هر تراز استفاده‌شده و همچنین لیو از مؤلفه‌های افقی و عمودی برای محاسبه فواصل استفاده نموده‌اند که هر دو ممکن است خطای زیادی را برای محاسبات اعمال کند[۱۲, ۱۹]. اصل میانگین و مرکز ثقل موقعی صادق است که به‌عنوان‌مثال بلوک‌هایی که فاصله افقی کم و فاصله عمودی زیادی دارند، فاصله آن‌ها از لبه یا سنگ‌شکن برابر صفر باشد. درصورتی‌که این‌چنین نیست و باید کامیون این فاصله افقی کم را با مسیر شیب‌دار و فاصله زیادی را طی نماید. به همین منظور برای درک بهتر از تأثیر روش محاسبه فاصله حمل لازم است که تأثیر آن را بر کل هزینه‌های عملیاتی بررسی کنیم. فرمول محاسبه فاصله حمل در با توجه به اینکه روش محاسبه فاصله حمل توسط کامیون در فصل قبلی اصلاح گردید، در این قسمت هر دو رابطه محاسبه فاصله آورده شده است. برای محاسبه فواصل حمل از رابطه اصلاح‌شده (در نظر گرفتن شیب ۱۰ درصد برای رمپ کامیون) در رابطه (۱۵) و محاسبه فواصل حمل به‌صورت مؤلفه‌های افقی و عمودی (رابطه (۱۳)) استفاده‌شده است. بعد از محاسبه فواصل حمل، با در نظر گرفتن هزینه عملیاتی ۰/۵ دلار بر تن بر کیلومتر برای ۱۵ سال از عمر معدن در شکل (۴) نشان داده‌شده است. لازم به ذکر است که به دلیل ماهیت کامیون که باید برای بارگیری دوباره به محل بازگردد و این خود هزینه‌بر است، هزینه رفت‌وبرگشت کامیون به‌صورت ثابت در نظر گرفته‌شده است. همان‌طور که در شکل (۴) مشخص است با شیب بیشتری به هزینه عملیاتی افزوده‌شده و اختلاف زیادی دارند. با برآورد هزینه در رابطه اصلاح‌نشده که از طریق محاسبه فاصله حمل در تحقیق لیو است و با مقایسه آن با رابطه اصلاح‌شده مشخص است که استفاده از رابطه اصلاح‌نشده خطای زیادی را برای محاسبه سالی که استفاده از سیستم IPCC ارزش خالص فعلی هزینه کمتری را می‌دهد اعمال خواهد کرد. در این فصل معیار، استفاده از روش محاسبه فاصله حمل از طریق رابطه



شکل ۴. برآورد هزینه عملیاتی سالانه از طریق رابطه‌های مختلف محاسبه فاصله حمل کامیون.

Fig. 4. Estimation of annual operating cost using different truck haulage distance calculation equations.

جدول ۳. مکان و زمان سنگ‌شکن از ابتدای عمر معدن با محدودیت و بدون محدودیت هفتم.

Table 3. Crusher location and timing from the beginning of the mine life with and without the seventh constraint.

		بدون استفاده از محدودیت هفتم																			
		سال																			
		۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	۱۰	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴	۱۵	۱۶	۱۷	۱۸	۱۹	۲۰
مکان	۲	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۴	۰	۱	۱	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۷	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۱۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱
		با استفاده از محدودیت هفتم																			
		سال																			
		۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷	۸	۹	۱۰	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴	۱۵	۱۶	۱۷	۱۸	۱۹	۲۰
مکان	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۴	۰	۱	۱	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۷	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۱۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱

اصلاح‌شده (۱۵) خواهد بود.

۱۱- ۲- مکان‌یابی بدون در نظر گرفتن هزینه سرمایه‌ای

برای مکان‌یابی از ابتدای عمر معدن نیازی به اعمال کردن هزینه سرمایه‌ای نیست و تنها با استفاده از هزینه‌های عملیاتی قادر به تعیین مکان بهینه در سال‌های عمر معدن برای سنگ‌شکن هستیم که این با استفاده از تابع هدف اول در رابطه (۱) انجام می‌شود. طبیعتاً چون در این حالت مکان‌یابی از سال اول تا آخر موردنظر است و سال‌های بیشتری از سیستم نوار نقاله استفاده می‌شود، به همان نسبت نیز انتظار می‌رود تعداد جابجایی‌های بیشتری برای ایستگاه سنگ‌شکن رخ بدهد. در این قسمت تأثیر استفاده از محدودیت هفتم (رابطه (۱۲)) بر روی حل مدل مورد آزمایش قرار داده‌شده است و در جدول (۳) ارائه‌شده است.

مقدار کل هزینه حمل با توجه به ۴ جابجایی سنگ‌شکن در حالت بدون در نظر گرفتن محدودیت هفتم برابر با ۴۴,۵۴۴,۴۶۰ دلار به دست آمد. اما با توجه به جدول (۳) امکان استفاده از مکان (یا تراز) ۲ در سال اول وجود ندارد. در قسمت دوم جدول (۳) با در نظر گرفتن محدودیت هفت این نقص جبران شده است. مقدار کل هزینه حمل با توجه به ۴ جابجایی سنگ‌شکن در حالت بدون در نظر گرفتن محدودیت هفتم برابر با ۴۵,۰۱۹,۸۹۰ دلار به دست آمد.

۱۱- ۳- مکان‌یابی و زمان انتقال به سیستم IPCC با در نظر گرفتن هزینه سرمایه‌ای

در قسمت قبلی سال تغییر روش حمل از سیستم حمل کامیون به نوار نقاله مدنظر نبود و برای تمامی بلوک‌های معدن هزینه‌های عملیاتی حمل توسط نوار نقاله در نظر گرفته شد. در این قسمت هزینه‌های عملیاتی نوار نقاله از سال انتقال، محاسبه‌شده. بنابراین برای سال‌های قبل‌تر از آن کل هزینه عملیاتی سالانه با سیستم حمل فقط کامیون باید در نظر گرفته شود. همان‌طور که قبلاً نیز گفته شد هزینه عملیاتی بالای سیستم حمل کامیون و هزینه عملیاتی بسیار پایین حمل توسط نوار نقاله دلیل اصلی تغییر روش به حمل از کامیون به نوار نقاله بوده است. از طرفی هزینه سرمایه‌ای بالای سیستم IPCC (بدون در نظر گرفتن محدودیت‌های جایگاه و ظرفیت نوار

جدول ۴. نتایج حاصل از استفاده تابع هدف دوم برای تعیین سال بهینه تغییر روش حمل با نرخ تنزیل ۱۵ درصد.

Table 4. Results obtained from applying the second objective function to determine the optimal year for changing the haulage method with a 15% discount rate.

سال تغییر روش حمل	بدون محدودیت هفت و شیب عملیاتی ۱۰درصد برای کامیون	با محدودیت هفت و شیب عملیاتی ۱۰ درصد برای کامیون
۱	1.196994×10^{8}	1.394535×10^{8}
۲	1.156338×10^{8}	1.363249×10^{8}
۳	1.123170×10^{8}	1.338614×10^{8}
۴	1.096793×10^{8}	1.333615×10^{8}
۵	1.075159×10^{8}	1.322608×10^{8}
۶	1.060048×10^{8}	1.324553×10^{8}
۷	1.043723×10^{8}	1.327888×10^{8}
۸	1.058560×10^{8}	1.396459×10^{8}
۹	1.077481×10^{8}	1.462355×10^{8}
۱۰	1.086600×10^{8}	1.499541×10^{8}
۱۱	1.099422×10^{8}	1.540237×10^{8}
۱۲	1.113043×10^{8}	1.583635×10^{8}
۱۳	1.125223×10^{8}	1.625905×10^{8}
۱۴	1.135139×10^{8}	1.659006×10^{8}
۱۵	1.144352×10^{8}	1.687296×10^{8}

نقاله) دلیل بر استفاده نکردن از این سیستم در ابتدای عمر معادن بوده. از طرف دیگر استفاده و پیاده‌سازی سیستم IPCC در انتهای عمر معدن نیز توصیه نشده است. پس این‌گونه فرض می‌شود که زمان انتقال بر اساس استفاده نکردن از سیستم IPCC در ابتدای عمر معدن به دلیل هزینه سرمایه‌ای بالای آن بوده است که با توجه به نرخ تنزیل ممکن است منجر به افزایش ارزش خالص فعلی کل هزینه‌ها می‌شده است. با این تفاسیر با یک نرخ تنزیل ۱۵ درصدی تلاش شد تا اثر سرمایه اولیه و عملیاتی هر دو سیستم بر روی ارزش خالص فعلی هزینه‌ها مورد آزمایش قرار گیرد تا بررسی زمان مناسب انتقال از این دیدگاه نیز موردبررسی قرار گیرد. این کار با استفاده از تابع هدف دوم در رابطه (۲) انجام می‌شود.

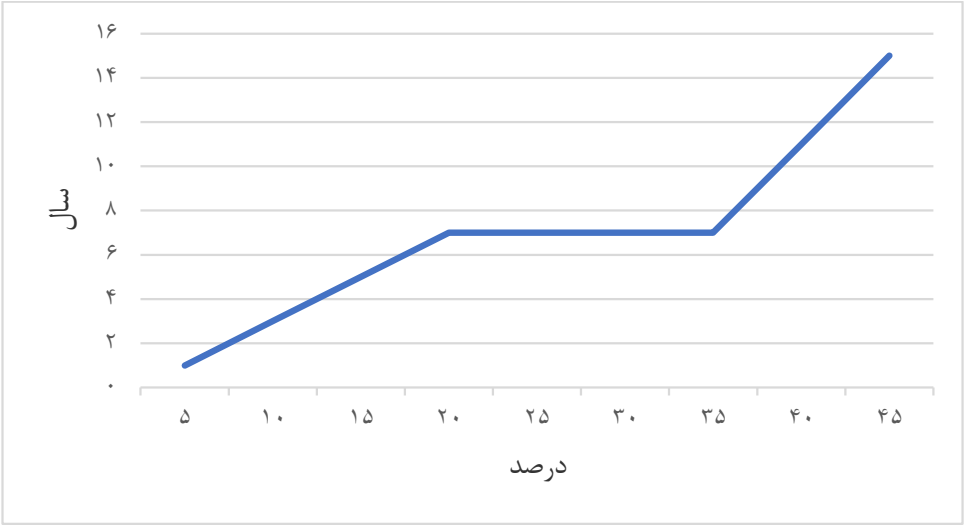
در جدول (۴) نتایج یافتن سال بهینه انتقال با و بدون استفاده از محدودیت هفتم و در نظر گرفتن شیب عملیاتی برای کامیون ارائه‌شده و با توجه به تغییر در سال بهینه محاسبه‌شده مشخص است که تأثیرگذار هستند. نتایج موجود در جدول (۴) این فرض را تایید می‌کند که اختلاف هزینه سرمایه‌ای و هزینه عملیاتی دو سیستم می‌تواند یک سال با کمترین ارزش خالص فعلی کل هزینه‌ها در میانه عمر معدن را معرفی کند.

همان‌طور که قبلاً نیز گفته شد در مکان‌یابی ایستگاه سنگ‌شکن در حالتی که سرمایه اولیه در نظر گرفته شود، لازم است تا ابتدا زمان بهینه برای انتقال از سیستم حمل کامیون به سیستم نوار نقاله تعیین گردد و سپس به مکان‌یابی آن پرداخته شود. بدیهی است که مکان‌یابی بر روی تعداد بلوک‌های باقی‌مانده اعمال خواهد شد و بلوک‌های قبلی در هزینه عملیاتی سالانه کامیون منظور می‌شوند که خود عاملی مهم در محاسبه سال تغییر روش است. در ادامه با توجه به جدول (۴) و با ملاک قرار دادن استفاده از محدودیت هفت و شیب عملیاتی ۱۰ درصد برای کامیون می‌توان سال بهینه تغییر روش را سال پنجم با کل هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی تنزیل یافت 1.322608×10^{8} تعبیر نمود و برای آن مکان‌یابی را برای سال‌های

جدول ۵. تعیین مکان سنگ‌شکن از سالی که انتقال انجام‌شده.

Table 5. Determination of crusher location from the year the transfer was carried out.

		سال																		
		۵	۶	۷	۸	۹	۱۰	۱۱	۱۲	۱۳	۱۴	۱۵	۱۶	۱۷	۱۸	۱۹	۲۰
مکان	۵	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۷	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
	۱۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱



شکل ۵. سال بهینه انتقال با توجه به تغییرات نرخ تنزیل.

Fig. 5. Optimal transfer year considering variations in the discount rate.

مختلف تعیین نمود. نتایج با استفاده از تابع هدف دوم و هفت محدودیت آن به صورتی که در جدول (۵) آورده شده است، می‌باشد. که با ۳ بار جابجایی سنگ‌شکن اولیه در سال‌های ۵، ۶ و ۱۱ و به ترتیب در ترازهای پنج، هفت و دهم تعیین می‌گردد.

با توجه به اینکه هدف یافتن سال بهینه با کمترین ارزش خالص فعلی کل هزینه‌ها بوده است محاسبه مقدار کاهش هزینه نیز موضوع بااهمیتی است. در زیر مقدار درصد بهبود در هزینه محاسبه‌شده که برابر ۵/۱۶ درصد است که مقدار قابل‌توجهی هم می‌باشد.

$$\text{مقدار کاهش هزینه} = \frac{\left|1.394535\times10^{8} - 1.322608\times10^{8}\right|}{1.394535\times10^{8}} \times 100 = 5.16\%$$

طبق جدول (۴) مشخص شد که با نرخ تنزیل ۱۵ درصد سال پنجم سالی است که مقدار هزینه‌ها کمینه می‌شود. اما برای نرخ تنزیل‌های بالاتر و کمتر نیز باید دید که چه تأثیری بر روی سال تغییر روش حمل با کمینه هزینه دارد. برای این منظور یک تحلیل حساسیت بر روی نرخ تنزیل و اثر آن بر نزدیک شدن سال انتقال به سال‌های ابتدایی یا انتهایی عمر معدن انجام شد که نتایج در شکل (۵) نشان داده‌شده است. همان‌طور که مشخص است اگر نرخ تنزیل کمتر از ۲۰ درصد باشد، سال انتقال از سیستم کامیون به سیستم IPCC به سال‌های انتهایی نزدیک‌تر، و از ۲۰ تا ۳۵ درصد سال انتقال، ثابت و برابر با سال هفتم بوده است. و در کل با افزایش نرخ تنزیل استفاده از سیستم IPCC به تعویق خواهد افتاد. لازم به ذکر است که به دست آوردن این جدول زمان محاسباتی بالایی داشته و باید برای هر

درصد از نرخ تنزیل به تعداد ۱۵بار محاسبات را انجام داد تا سال بهینه تغییر روش حمل در نرخ تنزیل مورد نظر مشخص گردد. بدیهی است که تاثیر هزینه سرمایه‌ای و عملیاتی روش حمل با نقاله به هر میزانی که افزایش یابد، استفاده از این سیستم حمل در سال‌های ابتدایی عمر معدن به صرفه نخواهد بود.

۱۲- جمع‌بندی

سیستم بارگیری و حمل با شاول و کامیون به دلیل انعطاف‌پذیری بالا و انطباق‌پذیری مناسب با شرایط معادن روباز، در بیش از ۸۰ درصد معادن جهان مورد استفاده قرار می‌گیرد. هر روش حمل‌ونقل مزایا و محدودیت‌های خاص خود را دارد؛ بزرگ‌ترین محدودیت کامیون‌ها این است که هزینه حمل آن‌ها با افزایش فاصله حمل و میزان تولید به‌طور قابل توجهی افزایش می‌یابد، در حالی که سیستم‌های نوار نقاله به‌ویژه در مسافت‌های طولانی و حجم‌های بالا، هزینه‌های عملیاتی پایین‌تری دارند. با این حال، کاربرد کامیون‌ها اجتناب‌ناپذیر است، زیرا شرایط استخراج در بسیاری از معادن روباز تنها با کامیون‌ها قابل انطباق است.

به همین دلیل، روش حمل ترکیبی کامیون و نوار نقاله سیستم IPCC به منظور بهره‌مندی از مزایای هر دو سیستم مورد توجه قرار گرفته است. در این سیستم، مکان سنگ‌شکن به‌عنوان یک عامل کلیدی، می‌تواند حتی اقتصادی بودن کل سیستم را تحت تأثیر قرار دهد؛ بنابراین جابجایی و مکان‌یابی سنگ‌شکن باید با تغییرات برنامه‌ریزی تولید هماهنگ باشد.

در پژوهش‌های گذشته، محققان یا تنها به تعیین عمق بهینه توجه کرده‌اند بدون در نظر گرفتن هزینه‌های حمل هر دو سیستم، در حالی که تغییرات این هزینه‌ها می‌تواند مکان بهینه سنگ‌شکن را دستخوش تغییر کند، یا اینکه ابتدا عمق بهینه تعیین و سپس سال تغییر روش برآورد شده است. روش‌های جداگانه منجر به این مشکل می‌شوند که عمق و زمان بهینه تغییر روش به‌صورت هم‌زمان بهینه نمی‌شوند و این امر می‌تواند خطا و ناهماهنگی در تعیین مکان و زمان بهینه ایجاد کند.

در این پژوهش، تلاش شده است تا مدلی یکپارچه برای تعیین مکان و زمان بهینه استفاده از سیستم IPCC به‌صورت هم‌زمان ارائه شود، به‌گونه‌ای که تمامی هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی و ارزش زمانی پول در محاسبات لحاظ گردد. این مدل سپس بر روی یک معدن روباز فرضی پیاده‌سازی شد. علاوه بر آن، یک مکان‌یابی اولیه با توجه به برنامه‌ریزی تولید معدن، صرفاً با استفاده از هزینه‌های عملیاتی، برای تعیین مکان‌های بهینه سنگ‌شکن نیز انجام گرفت تا مقایسه‌ای جامع صورت پذیرد.

۱۳- نتیجه‌گیری

در این پژوهش، مدل یکپارچه‌ای برای تعیین مکان و زمان بهینه استقرار ایستگاه سنگ‌شکن در سیستم IPCC ارائه شد که هم هزینه‌های سرمایه‌ای و هم عملیاتی هر دو سیستم حمل (کامیون و نوار نقاله) را با در نظر گرفتن ارزش زمانی پول، در طول عمر معدن تحلیل می‌کند. نتایج حاصل نشان می‌دهد که زمان تغییر روش حمل به سیستم IPCC و مکان بهینه سنگ‌شکن باید به‌صورت هم‌زمان تعیین شود، چرا که بهینه‌سازی جداگانه هر یک از این عوامل می‌تواند منجر به ناهماهنگی و افزایش هزینه‌ها شود.

مطالعه موردی بر روی یک معدن فرضی نشان داد که انتخاب تراز پنجم در سال پنجم به‌عنوان مکان و زمان بهینه، هزینه‌ها را نسبت به اجرای سیستم در سال اول عمر معدن حدود ۵/۱۶ درصد کاهش می‌دهد. این یافته اهمیت هماهنگی بین برنامه‌ریزی تولید و مکان‌یابی تجهیزات را نشان می‌دهد و تأکید می‌کند که تحلیل هم‌زمان عوامل اقتصادی و عملیاتی می‌تواند تصمیمات مدیریت معدن را از نظر هزینه و بهره‌وری بهینه سازد.

علاوه بر این، نتایج نشان می‌دهند که مدل ارائه‌شده می‌تواند به‌عنوان ابزاری عملی برای برنامه‌ریزان و مهندسان معدن جهت تعیین استراتژی بهینه تغییر روش حمل در طول عمر معدن مورد استفاده قرار گیرد و محدودیت‌های عملیاتی مانند مسیر نوار نقاله، شیب معدن و ترتیب استخراج بلوک‌ها را نیز به‌دقت لحاظ می‌کند.

مقایسه با مطالعات گذشته نشان می‌دهد که برخلاف روش‌های سنتی که مکان و زمان تغییر روش را به‌صورت جداگانه یا تنها با توجه به فاصله حمل کامیون تعیین می‌کردند، این مدل با در نظر گرفتن تمامی هزینه‌های مرتبط و تحلیل هم‌زمان نتایج، دقت و قابلیت کاربرد بالاتری دارد.

در نهایت، این پژوهش نشان می‌دهد که اتخاذ رویکرد تحلیلی و یکپارچه برای مکان‌یابی و زمان‌بندی سیستم IPCC می‌تواند به کاهش هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌ای معدن، افزایش بهره‌وری سیستم حمل و بهینه‌سازی برنامه‌ریزی تولید کمک شایانی کند. این مدل همچنین می‌تواند پایه‌ای برای توسعه تحقیقات آینده در زمینه بهینه‌سازی سیستم‌های حمل در معادن روباز باشد.

دستاوردهای کلیدی این پژوهش عبارتند از:

۱) مدل ارائه‌شده قادر است به‌صورت هم‌زمان مکان و زمان بهینه سنگ‌شکن را مشخص کند و بنابراین هماهنگی میان برنامه‌ریزی تولید

و تغییر روش حمل بهبود یافته است.

۲) برخلاف مطالعات پیشین که یا از تحلیل اقتصادی جامع بهره نمی‌بردند یا مکان و زمان تغییر روش را به‌صورت جداگانه تعیین می‌کردند، این مدل معایب روش‌های قبلی را برطرف کرده و دقت تصمیم‌گیری را افزایش می‌دهد.

۳) بررسی‌های اقتصادی نشان داد که اگر مکان‌یابی سنگ‌شکن صرفاً با توجه به فاصله حمل کامیون انجام شود، هزینه‌ها و مکان‌یابی نهایی می‌تواند دچار خطا شود، در حالی که مدل پیشنهادی این خطا را کاهش می‌دهد.

۴) تراز و مکان قرارگیری سنگ‌شکن به‌طور دقیق مشخص شد، به گونه‌ای که پس از برداشت بلوک موردنظر، امکان‌سنجی جایگاه سنگ‌شکن انجام شده و فاصله حمل به‌درستی با برنامه‌ریزی تولید هماهنگ گردیده است.

به طور خلاصه، این پژوهش یک رویکرد جامع و عملی برای بهینه‌سازی سیستم IPCC در معادن روباز ارائه کرده است که با در نظر گرفتن تمامی هزینه‌ها و توالی استخراج، می‌تواند کارایی و اقتصادی بودن عملیات حمل و نقل معدن را به‌طور قابل توجهی افزایش دهد.

منابع

[1] M. Osanloo, Surface Mining Methods, Amirkabir University of Technologh Press, Tehran, Iran, 2010.(In Persian)

[2] A. Bozorgebrahimi, R. Hall, M. Morin, Equipment size effects on open pit mining performance, International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, 19(1) (2005) 41-56.

[3] Q. Gu, X. Li, L. Chen, C. Lu, Layout optimization of crushing station in open-pit mine based on two-stage fusion particle swarm algorithm, Engineering Optimization, 53(10) (2021) 1671-1694.

[4] J. Stughul, “How to determine the optimum location of in-pit movable crushers”, International Journal of Mining and Geological Engineering, vol 5 , pp
143-148 , 1987 .

[5] Y. Changzhi, In-pit crushing and conveying system and Dexin pit copper haulage optimisation for ore transport, in: Fifth Large Open Pit Mining Conference, 2003, pp. 49-53.

[6] G. Konak, Onur, AH, D. Karakus, Selection of the optimum in-pit crusher location for an aggregate producer, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 107(3) (2007) 161-166.

[7] M. Rahmanpour, M. Osanloo, N. Adibee, M. AkbarpourShirazi, An approach to locate an in pit crusher in open pit mines, International Journal of Engineering-Transactions C: Aspects, 27(9) (2014) 1475.

[8] M. Paricheh, M. Osanloo, Determination of the optimum in-pit crusher location in open-pit mining under production and operating cost uncertainties, in: 16th International Conference on Computer Applications in the Mineral Industries, 2016, pp. 34.

[9] M. Paricheh, M. Osanloo, M. Rahmanpour, In-pit crusher location as a dynamic location problem, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 117(6) (2017) 599-607.

[10] M. Paricheh, M. Osanloo, Concurrent open-pit mine production and in-pit crushing–conveying system planning, Engineering optimization, 52(10) (2020) 1780-1795.

[11] M. Samavati, D. Essam, M. Nehring, R. Sarker, Production planning and scheduling in mining scenarios under IPCC mining systems, Computers & Operations Research, 115 (2020) 104714.

[12] D. Liu, Y. Pourrahimian, A framework for open-pit mine production scheduling under semi-mobile in-pit crushing and conveying systems with the high-angle conveyor, Mining, 1(1) (2021) 59-79.

[13] M. Shamsi, Y. Pourrahimian, M. Rahmanpour, Optimisation of open-pit mine production scheduling considering optimum transportation system between truck haulage and semi-mobile in-pit crushing and conveying, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 36(2) (2022) 142-158.

[14] A. Kamrani, M.M. Badiozamani, Y. Pourrahimian, H. Askari-Nasab, Evaluating the semi-mobile in-pit

crusher option through a two-step mathematical model, Resources Policy, 95 (2024) 105113.

[15] L. Findlay, R. Dimitrakopoulos, Stochastic Optimization for Long-Term Planning of a Mining Complex with In-Pit Crushing and Conveying Systems, Mining, Metallurgy & Exploration, 41(4) (2024) 1677-1691.

[16] Y. Cheng, M. Nehring, M. Forbes, M. Kizil, P. Knights, A novel strategic planning and sequencing optimisation model for Fully Mobile In-Pit Crusher Conveyor (FMIPCC) systems, International Journal of Mining, Reclamation and Environment, (2025) 1-18.

[17] R. Nikbin, R. Bagherpour, E. Purhamadani, A. Taherinia, Enhancing sustainability in mining by reducing hauling energy consumption through optimization of distance and slope with semi-mobile in-pit crushers and conveyors, Scientific Reports, 15(1) (2025) 22119.

[18] A. Kamrani, H. Askari-Nasab, Y. Pourrahimian, Optimising in-pit crushing and conveying systems for cost-effective open pit mine scheduling–a sensitivity analysis on material throughput and haulage costs.

[19] M. Paricheh, Possibility of using a conveyor belt system and in pit crusher in open pit mines under conditions of production uncertainty (determinig the optimal time an place of using the system), Amirkabir University of Technology, Thesis, 2014.

[20] M. Osanloo, Design, planning and methods of surface mining, Ladan Publications, 1995.(In Persian)

چگونه به این مقاله ارجاع دهیم

F. Shirmohammadi, S. Afraei , M. Ataee Pour, Simultaneous Determination of the Location and Time of IPCC System Installation and Relocation in Open Pit Mines Considering the Time Value of Money, Amirkabir J. Civil Eng., 57(10) (2026) 1769-1788.

DOI: 10.22060/ceej.2026.24259.8282