جمهوری اسلامی ایران

سازمان برنامه و بودجه کشور

راهنمای طراحی محدوده نهایی معادن روباز

ضابطه شماره ۷۷۸

سازمان برنامه و بودجه کشور

معاونت فنی، امور زیربنایی و تولیدی

امور نظام فنی اجرایی، مشاورین و پیمانکاران

nezamfanni.ir

وزارت صنعت، معدن و تجارت

معاونت امور معادن و صنایع معدنی

دفتر نظارت امور معدنی

http://minecriteria.mimt.gov.ir

۱۳۹۸

باسمه تعالی

ریاست جمهوری
سازمان برنامه و بودجه کشور
رییس سازمان

بخشنامه به دستگاه‌های اجرایی، مهندسان مشاور و پیمانکاران	**شماره:**	**۹۸/۵۵۸۶۵۵**
	تاریخ:	**۱۳۹۸/۱۰/۰۱**

موضوع: راهنمای طراحی محدوده نهایی معادن روباز

در چارچوب ماده (۳۴) قانون احکام دائمی برنامه‌های توسعه کشور موضوع نظام فنی و اجرایی یکپارچه، ماده(۲۳) قانون برنامه و بودجه و آیین‌نامه استانداردهای اجرایی طرح‌های عمرانی، به پیوست ضابطه شماره ۷۷۸ امور نظام فنی اجرایی، مشاورین و پیمانکاران با عنوان « راهنمای طراحی محدوده نهایی معادن روباز » از نوع گروه سوم ابلاغ می‌شود.

رعایت مفاد این ضابطه در صورت نداشتن ضوابط بهتر، از تاریخ ۱۳۹۹/۰۱/۰۱ الزامی است.

امور نظام فنی اجرایی، مشاورین و پیمانکاران این سازمان دریافت‌کننده نظرات و پیشنهادهای اصلاحی در مورد مفاد این ضابطه بوده و اصلاحات لازم را اعلام خواهد کرد.

محمد باقر نوبخت

اصلاح مدارک فنی

خواننده گرامی:

امور نظام فنی اجرایی، مشاورین و پیمانکاران معاونت فنی، امور زیربنایی و تولیدی سازمان برنامه و بودجه کشور، با استفاده از نظر کارشناسان برجسته مبادرت به تهیه این ضابطه کرده و آن را برای استفاده به جامعه ی مهندسی کشور عرضه نموده است .با وجود تلاش فراوان، این اثر مصون از ایرادهایی نظیر غلط های مفهومی، فنی، ابهام، ایهام و اشکالات موضوعی نیست.

از این‌رو، از شما خواننده گرامی صمیمانه تقاضا دارد در صورت مشاهده هرگونه ایراد و اشکال فنی مراتب را به صورت زیر گزارش فرمایید:

۱- در سامانه مدیریت دانش اسناد فنی و اجرایی (سما) ثبت نام فرمایید: sama.nezamfanni.ir

۲- پس از ورود به سامانه سما و برای تماس احتمالی، نشانی خود را در بخش پروفایل کاربری تکمیل فرمایید.

۳- به بخش نظرخواهی این ضابطه مراجعه فرمایید.

۴- شماره بند و صفحه موضوع مورد نظر را مشخص کنید.

۵- ایراد مورد نظر را بصورت خلاصه بیان دارید.

۶- در صورت امکان متن اصلاح شده را برای جایگزینی ارسال کنید.

کارشناسان این امور نظرهای دریافتی را به دقت مطالعه نموده و اقدام مقتضی را معمول خواهند داشت.

پیشاپیش از همکاری و دقت نظر جنابعالی قدردانی می‌شود.

نشانی برای مکاتبه: تهران، میدان بهارستان، خیابان صفی علی شاه – مرکز تلفن ۳۳۲۷۱

سازمان برنامه و بودجه کشور، امور نظام فنی اجرایی، مشاورین و پیمانکاران.

Email:nezamfanni@mporg.ir web: nezamfanni.ir

باسمه تعالی

پیشگفتار

نظام فنی و اجرایی کشور (مصوبه شماره ۴۲۳۳۹/ت ۳۳۴۹۷ه، مورخ ۱۳۸۵/۴/۲۰ هیات وزیران) به کارگیری معیارها، استانداردها و ضوابط فنی در مراحل تهیه و اجرای طرح و نیز توجه لازم به هزینه‌های نگهداری و بهره‌برداری در قیمت تمام شده طرح‌ها را مورد تاکید جدی قرار داده است و این امور براساس نظام فنی اجرایی یکپارچه، موضوع ماده ۳۴ قانون احکام دائمی برنامه‌های توسعه کشور، ماده ۲۳ قانون برنامه و بودجه و آیین‌نامه استانداردهای اجرایی مصوب هیات محترم وزیران، تهیه و تدوین ضوابط و معیارهای فنی طرح‌های توسعه‌ای کشور را به عهده دارد.

روش استخراج روباز یکی از روش‌های معدنکاری سطحی است. در این روش برای باز کردن کانسار و دسترسی به ماده معدنی، باطله‌های سطحی که روباره خوانده می‌شوند، برداشته می‌شوند و استخراج تا عمقی که استخراج روباز اقتصادی باشد، ادامه می‌یابد. در روش روباز باطله‌ها عمدتا به انباشتگاه‌های خارج از محدوده معدن و ماده معدنی برای پرعیارسازی به کارخانه فرآوری منتقل می‌شوند.

محدوده نهایی معدن روباز، نشان‌دهنده شکل و ابعاد معدن در پایان عمر آن است. این محدوده میزان ذخیره قابل استخراج و مواد باطله‌ای را که باید حمل و نقل و انبار شوند، مشخص می‌کند. در داخل این محدوده نباید تاسیساتی از قبیل کارخانه کانه‌آرایی و دفاتر اداری معدن ساخته شود.

ضابطه حاضر با عنوان **"راهنمای طراحی محدوده نهایی معادن روباز"** در قالب برنامه تهیه ضوابط و معیارهای معدن تهیه شده است.

با همه تلاش‌های انجام شده قطعا هنوز کاستی‌هایی در متن موجود است که امید است، کاربرد عملی و در سطح وسیع این ضابطه توسط مهندسان موجبات شناسایی و برطرف نمودن آن‌ها را فراهم آورد.

حمیدرضا عدل
معاون فنی، امور زیربنایی و تولیدی
پاییز ۱۳۹۸

تهیه و کنترل «راهنمای طراحی محدوده نهایی معادن روباز»

[نشریه شماره ۷۷۸]

مجری طرح

جعفر سرقینی	معاون امور معادن و صنایع معدنی- وزارت صنعت، معدن و تجارت

اعضای شورای عالی به ترتیب حروف الفبا

فرزانه آقارمضانعلی	کارشناس ارشد مهندسی صنایع- سازمان برنامه و بودجه کشور
عباسعلی ایروانی	کارشناس ارشد مدیریت کارآفرینی (کسب و کار) - وزارت صنعت، معدن و تجارت
بهروز برنا	کارشناس مهندسی معدن- سازمان زمین‌شناسی و اکتشافات معدنی کشور
محمد پریزادی	کارشناس ارشد مهندسی معدن- سازمان برنامه و بودجه کشور
عبدالعلی حقیقی	کارشناس ارشد زمین‌شناسی
جعفر سرقینی	دکترای مهندسی فرآوری مواد معدنی- وزارت صنعت، معدن و تجارت
علیرضا غیاثوند	دکترای زمین‌شناسی اقتصادی- وزارت صنعت، معدن و تجارت
حسن مدنی	کارشناس ارشد مهندسی معدن- دانشگاه صنعتی امیرکبیر
هرمز ناصرنیا	کارشناس ارشد مهندسی معدن

اعضای کارگروه استخراج به ترتیب حروف الفبا

محمدفاروق حسینی	دکترای مهندسی معدن، مکانیک سنگ- دانشگاه تهران
هرمز ناصرنیا	کارشناس ارشد مهندسی معدن
کورش شهریار	دکترای مهندسی معدن- دانشگاه صنعتی امیرکبیر
حسن مدنی	کارشناس ارشد مهندسی معدن- دانشگاه صنعتی امیرکبیر
علی مرتضوی	دکترای مهندسی انفجار، مکانیک سنگ- دانشگاه صنعتی امیرکبیر

اعضای کارگروه تنظیم و تدوین به ترتیب حروف الفبا

مهدی ایران‌نژاد	دکترای مهندسی فرآوری مواد معدنی- دانشگاه صنعتی امیرکبیر
بهرام رضایی	دکترای مهندسی فرآوری مواد معدنی- دانشگاه صنعتی امیرکبیر
علیرضا غیاثوند	دکترای زمین‌شناسی اقتصادی- وزارت صنعت، معدن و تجارت
حسن مدنی	کارشناس ارشد مهندسی معدن- دانشگاه صنعتی امیرکبیر
بهزاد مهرابی	دکترای زمین‌شناسی اقتصادی- دانشگاه خوارزمی

اعضای گروه هدایت و راهبری پروژه

علیرضا توتونچی	معاون امور نظام فنی و اجرایی
فرزانه آقارمضانعلی	رییس گروه امور نظام فنی و اجرایی
مهدیه اسکندری	کارشناس گروه ضوابط و معیارهای معاونت امور معادن و صنایع معدنی

پیش‌نویس این گزارش توسط آقای **دکتر محمد عطایی** تهیه شده و پس از بررسی و تایید توسط کارگروه استخراج، به تصویب شورای عالی برنامه رسیده است.

فهرست مطالب

عنوان	صفحه
فصل اول- کلیات	
۱-۱- آشنایی	۳
۱-۲- روش استخراج روباز	۳
۱-۳- محدوده نهایی معادن روباز	۳
۱-۴- عناصر هندسی طراحی	۵
۱-۴-۱- پله	۵
۱-۴-۲- شیب معدن	۶
۱-۴-۳- جاده و رمپ	۸
فصل دوم- مدل بلوکی زمین‌شناسی کانسار	
۲-۱- آشنایی	۱۱
۲-۲- ساخت مدل زمین‌شناسی کانسار	۱۱
۲-۲-۱- اطلاعات لازم برای تهیه مدل زمین‌شناسی کانسار	۱۱
۲-۲-۲- مدلسازی توپوگرافی سطح زمین	۱۲
۲-۲-۳- تعیین موقعیت فضایی نقاط نمونه‌برداری	۱۲
۲-۲-۴- کامپوزیت‌سازی	۱۳
۲-۲-۵- ساخت مدل تور سیمی کانسار	۱۳
۲-۳- ساخت مدل بلوکی عیاری	۱۴
۲-۳-۱- ایجاد بلوک بزرگ	۱۶
۲-۳-۲- تقسیم بلوک بزرگ به بلوک‌های کوچکتر	۱۶
۲-۳-۳- ایجاد مدل بلوکی عیاری	۱۷
فصل سوم- مدل بلوکی اقتصادی کانسار	
۳-۱- آشنایی	۲۱
۳-۲- ارزش خالص	۲۱
۳-۲-۱- محاسبه ارزش خالص بلوک کانسنگ (محصول قابل فروش فلز خالص است	۲۱
۳-۲-۲- محاسبه ارزش خالص بلوک کانسنگ (محصول قابل فروش کنسانتره است	۲۳
۳-۲-۳- محاسبه ارزش خالص بلوک باطله	۲۷
۳-۳- ساخت مدل بلوک اقتصادی	۲۷
۳-۴- نسبت‌های باطله‌برداری	۲۷
۳-۴-۱- نسبت باطله‌برداری کلی	۲۸
۳-۴-۲- نسبت باطله‌برداری گسترشی (نموی	۲۹
۳-۴-۳- نسبت باطله‌برداری دوره‌ای	۲۹
۳-۴-۴- نسبت باطله‌برداری سربه‌سری	۲۹

۳-۴-۵- عیار حد سربه‌سری ۳۱
۳-۴-۶- نسبت باطله‌برداری مجاز ۳۱
فصل چهارم- روش‌های تعیین محدوده نهایی
۴-۱- آشنایی ۳۵
۴-۲- طراحی محدوده معادن روباز به روش دستی ۳۵
۴-۲-۱- تعیین محدوده نهایی در مقاطع عرضی ۳۷
۴-۲-۲- تعیین محدوده نهایی در مقاطع شعاعی ۴۴
۴-۳- روش‌های کامپیوتری تعیین محدوده نهایی ۴۸
۴-۴- روش مخروط شناور ۴۸
۴-۵- روش مخروط شناور II ۵۶
۴-۶- روش دوبعدی لرچ- گروسمن ۵۹
۴-۷- تهیه طرح سه‌بعدی کاواک ۶۴
پیوست- مثال موردی

فصل ۱

کلیات

۱-۱- آشنایی

روش‌های استخراج معادن با توجه به عمق کانسار، به سه گروه کلی زیرزمینی، سطحی و یا تلفیقی از آن‌ها تقسیم می‌شوند. از روش‌های استخراج سطحی برای استخراج کانسارهای واقع در اعماق کم استفاده می‌شود. در این روش‌ها معمولا برای دسترسی به ماده معدنی باید باطله‌های سطحی که روباره خوانده می‌شود، برداشته شوند. با توجه به انجام عملیات باطله‌برداری و استخراج ماده معدنی در فضای باز، محدودیتی از نظر استفاده از ماشین‌آلات با قدرت و ظرفیت بالا وجود ندارد و به همین دلیل، در این روش‌ها تولید و ایمنی بالا و هزینه‌ها پایین است و امکان استخراج مواد معدنی با عیارهای پایین نیز وجود دارد. با توجه به مزایای روش‌های استخراج سطحی، بیش از ۷۰ درصد ذخایر معدنی، با این روش استخراج می‌شوند.

۱-۲- روش استخراج روباز

در روش استخراج روباز برای باز کردن کانسار و دسترسی به ماده معدنی لازم است باطله سطحی یا روباره برداشته شود. در این روش کانسار از بالا به پایین به وسیله مجموعه‌ای از لایه‌های افقی معمولا با ضخامت یکسان که پله نام دارند، استخراج می‌شود. در روش استخراج روباز، استخراج به کمک پله‌ها تا عمقی از ذخیره معدنی که استخراج آن اقتصادی است، ادامه می‌یابد و در نهایت گودالی به شکل شبه‌مخروط ناقص معکوس در زمین به وجود می‌آید. تعداد این پله‌ها به عمق معدن، قابلیت انعطاف ماشین‌آلات بارگیری، شرایط ژئومکانیکی و جوی معدن بستگی دارد.

در استخراج یک کانسار به روش روباز، پس از انجام اکتشافات لازم و تایید اقتصادی بودن عملیات در مرحله مطالعات امکان‌سنجی و پیش از شروع عملیات استخراج، دو مرحله طراحی به شرح زیر انجام می‌شود:

- طراحی محدوده نهایی بهینه
- برنامه‌ریزی تولید

۱-۳- محدوده نهایی معادن روباز

محدوده نهایی معدن روباز نشان‌دهنده ابعاد و شکل معدن در پایان عمر آن است و محدوده‌ای است که با فرض ثابت باقی ماندن پارامترهای اقتصادی، استخراج ماده معدنی در خارج آن به روش روباز سودآور نیست. این محدوده میزان ذخیره قابل استخراج و مواد باطله‌ای را که باید برداشته شود، مشخص می‌کند. این محدوده را محدوده نهایی کاواک[1] نیز می‌نامند.

هدف از طراحی محدوده نهایی، تعیین محدوده‌ای است که با استخراج آن بیشترین سود کلی ممکن حاصل می‌شود. دلایل اصلی طراحی محدوده بهینه پیش از شروع عملیات استخراج، به شرح زیر است:

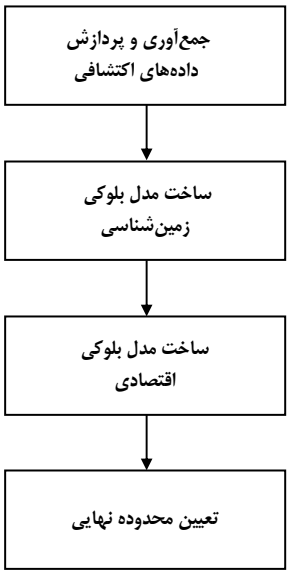
1- Ultimate pit limit (UPL)

- تعیین میزان ذخیره قابل استخراج و میزان باطله‌ای که باید برداشته شود.
- جانمایی سدهای باطله، انباشتگاه‌های مواد معدنی، محل احداث کارخانه‌ها و سایر تاسیسات
- طراحی جاده‌های دسترسی به ماده معدنی
- برنامه‌ریزی تولید برای رسیدن به بیشترین ارزش خالص فعلی (NPV)

برای تعیین محدوده نهایی معادن روباز سه گروه روش‌های اصلی وجود دارد:

- روش‌های دستی
- روش‌های کامپیوتری
- روش‌های تلفیقی دستی- کامپیوتری

روش‌های کامپیوتری به دلیل سهولت و کاهش زمان انجام محاسبات به کمک کامپیوتر، از پرکاربردترین روش‌های طراحی محدوده نهایی‌اند. در شکل ۱-۱ مراحل تعیین محدوده نهایی نشان داده شده است.



شکل ۱-۱- الزامات مورد نیاز برای تعیین محدوده نهایی معدن

محدوده نهایی طراحی شده معدن روباز و برنامه‌ریزی تولید آن، تابع پارامترهای مختلفی است که با تکمیل اطلاعات اکتشافی و تغییرات هزینه و درآمد، ممکن است در طول عمر معدن چند بار بازبینی شود.

اطلاعات مورد نیاز برای طراحی محدوده نهایی معدن به دو دسته کلی اطلاعات فنی و اقتصادی تقسیم می‌شود:

الف- اطلاعات فنی

- شکل ماده معدنی
- جنس سنگ‌های درونگیر ماده معدنی
- توزیع عیار
- میزان ذخیره

ب- اطلاعات اقتصادی

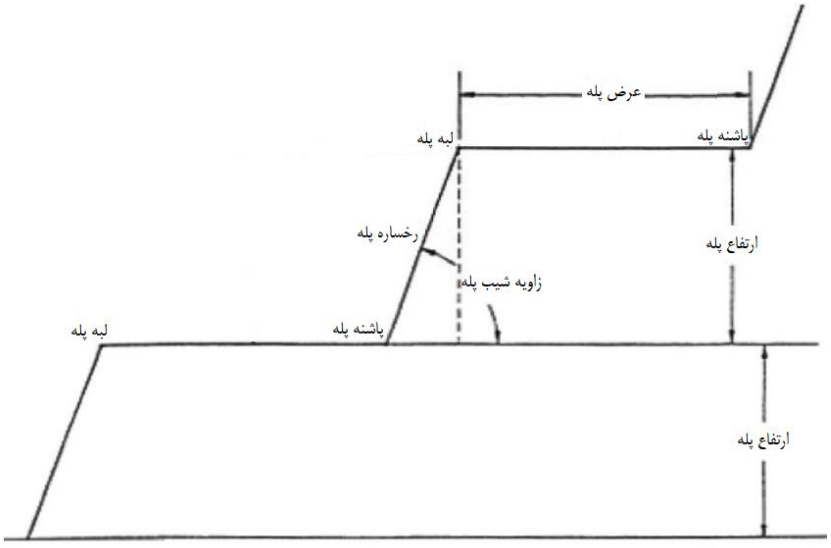
- قیمت ماده معدنی
- هزینه باطله‌برداری
- هزینه استخراج ماده معدنی
- هزینه فرآوری (شامل هزینه‌های حمل، کانه‌آرایی، ذوب و تصفیه)

طی فرآیند طراحی محدوده نهایی معدن، عناصر هندسی معدن مانند مشخصات پله‌ها و شیب نهایی معدن بر اساس اطلاعات یاد شده تعیین می‌شود.

۱-۴- عناصر هندسی طراحی

۱-۴-۱- پله

پله‌ها[1] عناصر اصلی عملیات در معدن روباز‌اند که عملیات واحد اصلی شامل چالزنی، آتشباری، بارگیری و باربری بر روی آن‌ها انجام می‌شود و ماشین‌آلات برای عملیات بر روی آن‌ها استقرار پیدا می‌کنند. شکل ۱-۲ نمایی از دو پله معدن به همراه مشخصات هندسی آن را نشان می‌دهد. طراحی پله‌ها در یک معدن، یکی از عوامل اصلی موثر در پایداری و ایمنی عملیات است. در جدول ۱-۱ نمونه‌ای از حدود تغییرات مشخصات هندسی پله‌ها در معادن مختلف ارایه شده است.



شکل ۱-۲- نمایی از دو پله معدن

1- Bench

جدول ۱-۱- نمونه‌ای از حدود تغییرات مشخصات هندسی پله‌ها در معادن مختلف

ماده معدنی	ارتفاع پله (متر)	عرض پله (متر)	شیب پله (درجه)
مس	۱۲ تا ۱۸	۲۴ تا ۳۸	۵۰ تا ۶۰
آهن	۹ تا ۱۴	۱۸ تا ۳۰	۶۰ تا ۷۰
غیرفلزی	۱۲ تا ۳۰	۱۸ تا ۴۵	۵۰ تا ۶۰
زغال‌سنگ	۱۵ تا ۲۳	۱۵ تا ۳۰	۶۰ تا ۷۰

۱-۴-۲- شیب معدن

یکی از نکات مهم در معادن روباز که با ایمنی عملیات استخراج ارتباط مستقیم دارد، شیب معدن است. شیب معدن زاویه‌ای است که دیواره معدن با افق می‌سازد. این زاویه، زاویه بین خط افق و خطی فرضی است که لبه بالاترین پله را به پاشنه پایین‌ترین پله متصل می‌کند. شیب معدن بر حسب نوع و جنس طبقات سنگی، شرایط آبدار بودن لایه و مدت زمان استخراج بین ۲۰ تا ۷۰ درجه متغیر است. این شیب برای سنگ‌های نرم یا ضعیف ۲۰ تا ۳۲ درجه، برای سنگ‌های نیمه‌سخت ۳۲ تا ۴۵ درجه است و برای سنگ‌های سخت تا ۷۰ درجه نیز می‌رسد.

اگر چه زوایای شیب معدن بیشتر تحت تاثیر ساختار سنگ قرار دارند ولی عملیات انفجار نیز در این مورد موثر است. عوامل تعیین‌کننده شیب پایدار دیواره‌های معادن عبارتند از:

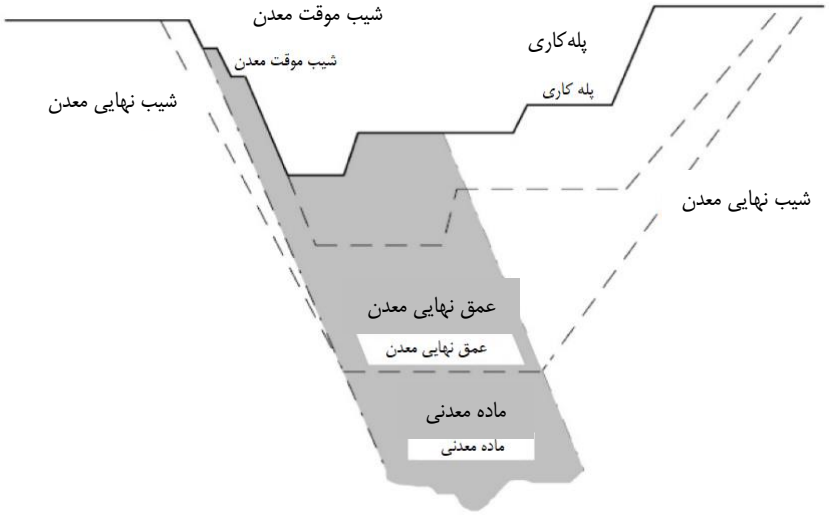
- ساختارهای زمین‌شناسی از جمله درزه‌ها و گسل‌ها
- میزان تنش‌های برجای زمین
- وضعیت آب‌های زیرزمینی
- خواص مقاومتی سطح ناپیوستگی و ماده سنگ
- ارتعاش‌های ناشی از بارهای لرزه‌ای مانند انفجار و زلزله
- شرایط آب و هوایی

در استخراج روباز، هزینه باطله‌برداری یکی از مهم‌ترین اقلام هزینه است که معدنکاران همیشه سعی می‌کنند که استخراج میزان معینی از مواد معدنی را با کمترین میزان باطله‌برداری انجام دهند. میزان باطله‌برداری با زاویه شیب نهایی معدن ارتباط عکس دارد به طوری که هر چه زاویه شیب بیشتر باشد، میزان باطله‌برداری کمتر است. از معایب شیب زیاد، نبود ایمنی آن است زیرا شیب زیاد باعث ناپایداری دیواره‌ها و ریزش آن‌ها می‌شود و ممکن است خسارت‌های جزیی و کلی به بار آورد.

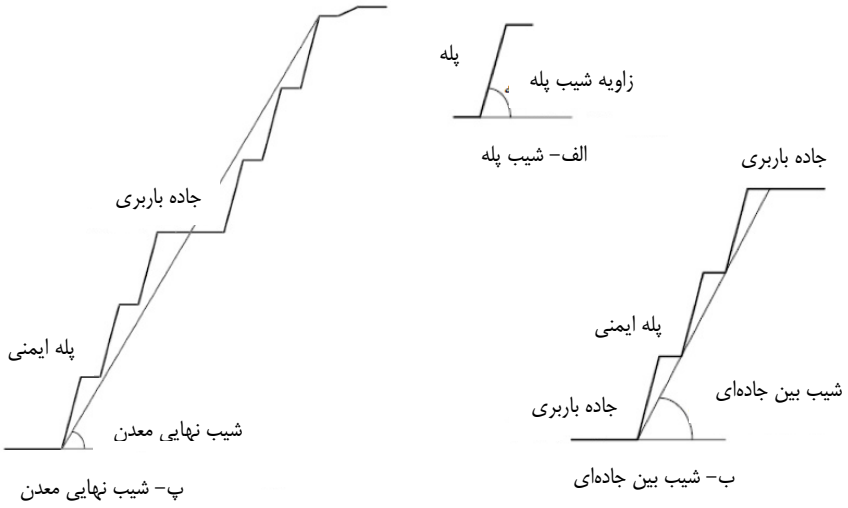
شیب بهینه شیبی است که موجب می‌شود ضمن حداقل شدن میزان باطله‌برداری، پایداری دیواره‌های معدن طی عمر آن تضمین شود. توصیه می‌شود که در سال‌های شروع معدن، استخراج با شیب نسبتا زیاد انجام گیرد و پس از رسیدن به ماده معدنی شیب کاهش یابد و در حد متعارف و قابل دوام حفظ شود.

در طراحی شیب معدن، شیب موقت یا شیب حین استخراج و شیب نهایی معدن مورد توجه قرار می‌گیرد. شیب موقت در طول عمر معدن قابل تغییر است. در مناطق گسله یا دارای درزه زیاد برای جلوگیری از شکست، شیب موقت کمترین مقدار خود را دارد. شیب موقت معدن به عوامل ژئوتکنیکی، ارتفاع پله، تعداد پله‌های ایمنی و فاصله‌های آن‌ها، پهنای پله ایمنی و پهنای جاده اصلی معدن بستگی دارد (شکل ۱-۳).

در معدن روباز سه نوع شیب شامل شیب پله، شیب بین جاده‌ای[1] و شیب نهایی معدن[2] مورد توجه است (شکل ۱-۴).



شکل ۱-۳- ارتباط بین شیب موقت و شیب نهایی معدن



شکل ۱-۴- شیب‌های مختلف در یک معدن روباز، الف- شیب پله، ب- شیب بین جاده‌ای و پ- شیب نهایی معدن

1- Interramp
2- Overal

در پایان معدنکاری برای بازیابی مواد معدنی باقی‌مانده در دیواره‌ها، شیب نهایی تا حد امکان افزایش می‌یابد. عرض بعضی از پله‌های ایمنی کاهش می‌یابد و بعضی دیگر ممکن است به طور کلی حذف شوند. در دیواره‌های نهایی پله‌هایی باقی گذاشته می‌شوند که عرض آن‌ها به طور معمول یک‌سوم ارتفاع آن‌ها است.

در طراحی شیب پله‌ها و شیب نهایی معدن، پایداری شیب‌ها اهمیت حیاتی دارد. برای تحلیل پایداری معادن روباز از چهار روش تعادل حدی[1]، تجربی، مدلسازی فیزیکی و عددی استفاده می‌شود. نوع گسیختگی احتمالی با روش استریوگرافی قابل تشخیص است. با توجه به نوع گسیختگی و انتخاب یکی از روش‌های یاد شده می‌توان تحلیل پایداری را انجام داد. از بین روش‌های یاد شده، روش تعادل حدی و عددی کاربرد بیشتری دارد. روش‌های عددی انواع مختلفی دارند که از آن جمله می‌توان به روش‌های اجزای محدود، اجزای مرزی و تفاضل محدود اشاره کرد.

برای اطلاعات بیشتر درباره پایداری شیب معدن به نشریه شماره ۵۳۸ سازمان برنامه و بودجه کشور با عنوان "دستورالعمل تحلیل پایداری و پایدارسازی شیب‌ها در معادن روباز" مراجعه شود.

۱-۴-۳- جاده و رمپ

پله‌های معادن روباز به وسیله رمپ‌ها به یکدیگر وصل می‌شوند. یک معدن روباز حداقل به یک جاده اصلی نیاز دارد و بسته به شکل ذخیره معدنی ممکن است بیش از یک جاده داشته باشد. از طریق این رمپ‌ها ماده معدنی استخراج شده به سطح زمین انتقال داده می‌شود.

در طرح رمپ باید دو پارامتر شیب و طول مسیر همراه با هم مورد توجه قرار گیرد. جاده‌ها تاثیر تعیین‌کننده‌ای بر زوایای شیب معدن دارند که جانمایی و طراحی آن‌ها مقدار زیادی از وقت طراحان معدن را به خود اختصاص می‌دهد. شیب و پهنای جاده‌های باربری به نوع سیستم حمل و شرایط محل ایجاد آن‌ها بستگی دارد. جاده‌های باربری باید در محل‌هایی ایجاد شوند که بعدها استخراج نشوند، شرایط ژئومکانیکی مناسب داشته باشند و مشکلات آب در آن محدوده وجود نداشته باشد. در ایجاد جاده‌های باربری دو جنبه ایمنی جاده و کمتر بودن هزینه‌های مربوط باید رعایت شود. تامین ایمنی از طریق طراحی و اجرای مناسب شیب، عرض، پیچ‌ها و قوس‌ها امکان‌پذیر است.

جاده‌های باربری باید با رعایت اصل حداقل فاصله حمل و با توجه به عوامل فنی از نظر شیب دیواره معدن، وضعیت پایداری و استحکام مسیر راه، فاصله معدن تا انباشتگاه‌های باطله و کارخانه، توپوگرافی مسیر، ترافیک راه، ارزش و شکل هندسی ماده معدنی و نظایر آن طراحی و اجرا شوند.

1- Limiting equilibrium method

فصل ۲

مدل بلوکی زمین‌شناسی کانسار

۲-۱- آشنایی

برای طراحی محدوده نهایی، اولین گام ساخت یک مدل بلوکی برای کانسار است. مدل‌های بلوکی شامل مجموعه‌ای از بلوک‌های کوچک و بزرگ‌اند که حجم مورد نظر را پر می‌کنند. هر بلوک یک حجم مجزا را اشغال می‌کند و می‌توان مشخصات توده سنگ را به آن اختصاص داد. ممکن است در مدل بلوکی یک کانسار چند میلیون بلوک وجود داشته باشد. مدل بلوکی کانسار ممکن است مدل بلوک عیاری یا مدل بلوک اقتصادی باشد.

- **مدل بلوکی عیاری**: در این مدل به هر بلوک عیار متوسط ماده معدنی که با روش‌های مختلف زمین آمار و یا با روش عکس فاصله یا سایر روش‌ها، برآورد شده است، تخصیص می‌یابد. در این مدل عیار بلوک‌ها ممکن است مثبت یا صفر باشد.
- **مدل بلوکی اقتصادی**: در این مدل به هر بلوک ارزش آن که با استفاده از مدل بلوکی عیاری و با در نظر گرفتن هزینه‌ها و درآمد محاسبه شده است، اختصاص می‌یابد. در این مدل ارزش بلوک‌های ماده معدنی ممکن است مثبت، منفی یا صفر باشد.

۲-۲- ساخت مدل زمین‌شناسی کانسار

برای ساخت مدل زمین‌شناسی کانسار، سطح زمین و توده معدنی با استفاده از داده‌های اکتشافی و سایر اطلاعات جمع‌آوری شده مدلسازی می‌شود. روش مدلسازی بر اساس ملاحظات زمین‌شناسی، روش‌های اکتشاف یا نمونه‌برداری، قابلیت استفاده، حجم و اعتبار داده‌ها، اهداف ارزیابی و تخمین، دقت و صحت مدلسازی و شیوه کانی‌سازی انتخاب می‌شود.

هدف از تهیه مدل زمین‌شناسی پیش‌بینی مشخصات و ماهیت کانسار پیش از آغاز کارهای معدنی است. داشتن تصور ذهنی از نواحی پرعیار و ارتباط آن با مناطق کم‌عیارتر به طراحی محدوده نهایی کمک می‌کند.

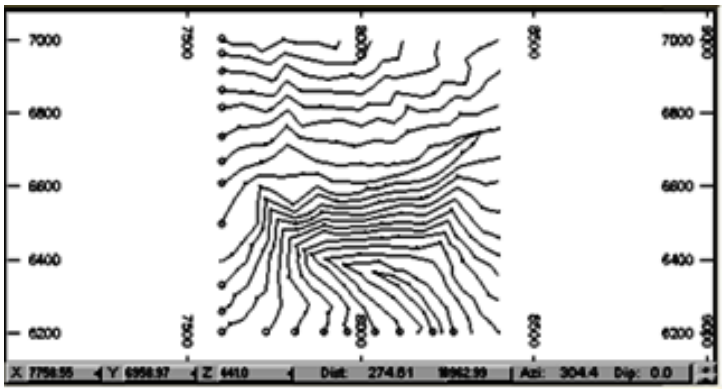
۲-۲-۱- اطلاعات لازم برای تهیه مدل زمین‌شناسی کانسار

برای تهیه مدل زمین‌شناسی کانسار ابتدا باید داده‌های لازم جمع‌آوری شود. مهم‌ترین این داده‌ها عبارتند از:

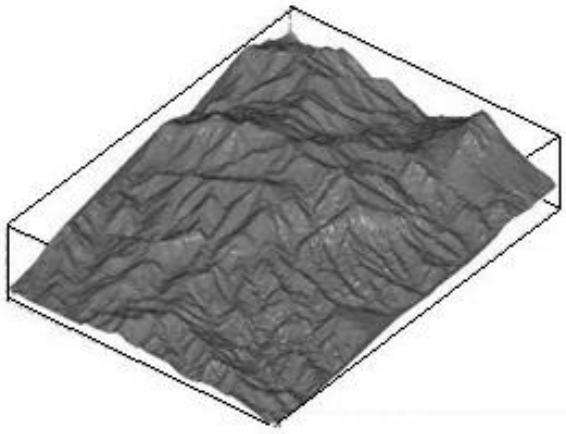
- مختصات دهانه، شیب و آزیموت حفریات اکتشافی
- نتایج عیارسنجی‌های انجام شده
- اطلاعات سنگ‌شناسی در حفریات اکتشافی
- اطلاعات توپوگرافی محدوده

۲-۲-۲- مدلسازی توپوگرافی سطح زمین

برای مدلسازی توپوگرافی سطح زمین و عوارض سطحی مختصات X، Y و Z نقاطی که سطح زمین را تعریف می‌کنند، مورد نیاز است. این اطلاعات را می‌توان مستقیما از نقاط نقشه‌برداری شده در سطح زمین تهیه کرد و یا از خطوط ترازی که به وسیله نرم‌افزارهای کامپیوتری تهیه شده است، به دست آورد. شکل‌های ۲-۱ و ۲-۲ تصویر سه‌بعدی از یک توپوگرافی را در یکی از نرم‌افزارهای متداول نشان می‌دهد.



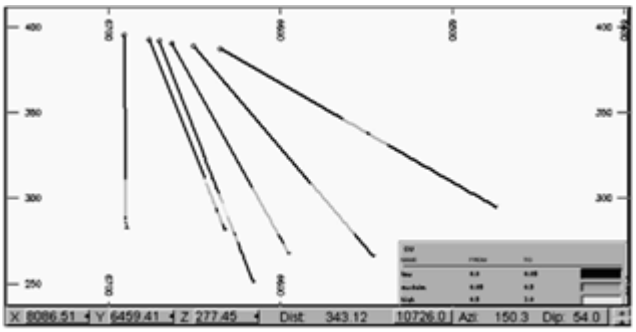
شکل ۲-۱- نمایش خطوط تراز



شکل ۲-۲- نمای سه‌بعدی از توپوگرافی سطح زمین با مدل توپر

۲-۲-۳- تعیین موقعیت فضایی نقاط نمونه‌برداری

برای تهیه مدل زمین‌شناسی باید مختصات نقاط نمونه‌برداری به همراه نتایج عیارسنجی آن‌ها مشخص باشد. برای تعیین موقعیت فضایی نقاط نمونه‌برداری، از شیب، آزیموت و مختصات دهانه حفریات اکتشافی کمک گرفته می‌شود. پس از این مرحله وضعیت حفریات اکتشافی در مقاطع مختلف کانسار مشخص می‌شود (شکل ۲-۳).



شکل ۲-۳- وضعیت گمانه‌های اکتشافی در یکی از مقاطع معدن

۲-۲-۴- کامپوزیت‌سازی

هدف از کامپوزیت‌سازی[۱] منظم کردن طول‌ها یا عمق‌های مساوی نمونه‌ها است. عیار متوسط هر کدام از کامپوزیت‌های ساخته شده ($\bar{g}$) با استفاده از میانگین موزون عیار نمونه‌های تشکیل‌دهنده کامپوزیت محاسبه می‌شود (رابطه ۲-۱).

$$\bar{g} = \frac{\sum L_i g_i}{\sum L_i} \qquad (۱-۲)$$

که در آن:

L_i طول نمونه i

g_i عیار نمونه i

اگر تغییرات چگالی زیاد باشد، برای هر کامپوزیت با استفاده از میانگین موزون چگالی نمونه‌ها یک چگالی متوسط نیز محاسبه می‌شود. در معادن روباز با توجه به مزایای زیر، طول کامپوزیت‌ها معمولا مساوی ارتفاع پله‌ها در نظر گرفته می‌شود.

- یکسان شدن طول نمونه‌ها برای عیارسنجی
- کاهش تغییرات نامنظم ناشی از عیارهای بسیار بالا یا پایین
- کاهش تعداد داده‌ها و بنابراین کاهش زمان محاسبات
- در نظر گرفته شدن اختلاط باطله با ماده معدنی (رقیق‌سازی) مشابه آنچه در استخراج پله‌های با ارتفاع ثابت در معادن روباز اتفاق می‌افتد.

۲-۲-۵- ساخت مدل تور سیمی کانسار

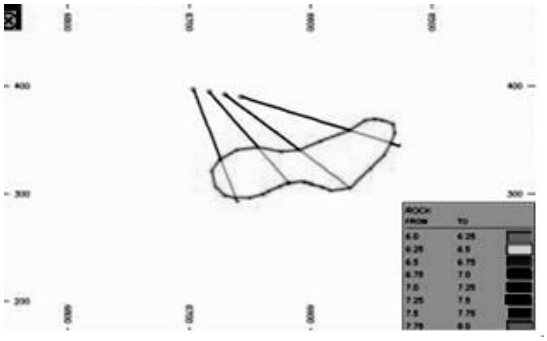
برای تعیین شکل فضایی کانسار ابتدا مدل تور سیمی[۲] آن تهیه می‌شود. برای ساختن این مدل باید مرزهای کانسار در مقاطع مختلف با توجه به تغییرات عیار در طول حفریات اکتشافی، مشخص شود. برای این کار توده‌های ماده معدنی

در هر مقطع به وسیله رشته‌هایی[3] مشخص می‌شوند. پس از ایجاد رشته‌ها در تمام مقاطع مربوط به یک ذخیره، با اتصال این رشته‌ها مدل تور سیمی توده معدنی ساخته می‌شود.

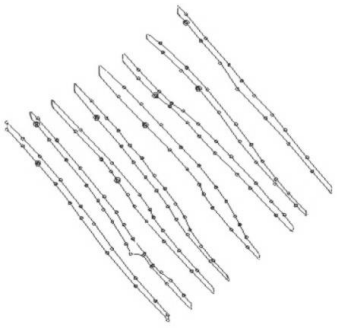
در شکل‌های ۲-۴ تا ۲-۶ به ترتیب نمونه‌ای از رشته ایجاد شده برای تعیین مرز کانسار در یک مقطع، رشته‌های تولید شده در مقاطع مختلف یک کانسار و مدل تور سیمی کانسار در یک نرم‌افزار رایج نشان داده شده است.

۲-۳- ساخت مدل بلوکی عیاری

مبنای کاربرد روش‌های کامپیوتری برای برآورد عیار و تناژ، تهیه مدل سه‌بعدی کانسار به صورت مجموعه‌ای از بلوک‌ها است (شکل ۲-۷).

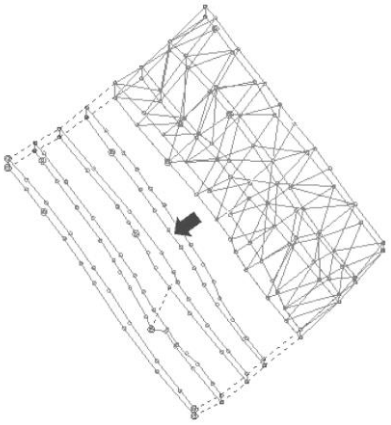


شکل ۲-۴- نمونه‌ای از رشته ایجاد شده برای تعیین مرز کانسار در یک مقطع



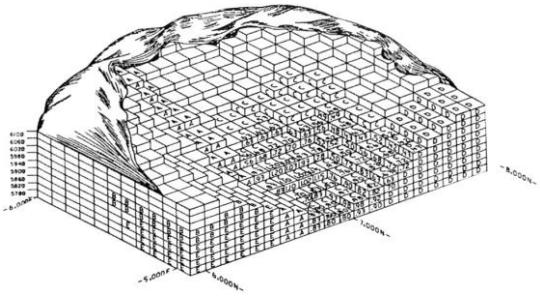
شکل ۲-۵- رشته‌های ایجاد شده در مقاطع مختلف یک کانسار

1- Compositing
2- Wireframe
3- Strings

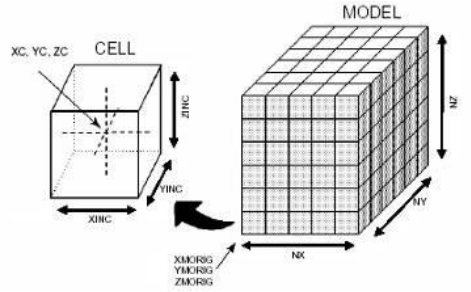


شکل ۲-۶- مدل تور سیمی توده معدنی

برای تهیه مدل بلوکی کانسار، ابتدا توده معدنی به صورت یک بلوک بزرگ که تمام نواحی کانی‌سازی شده را در برمی‌گیرد، در نظر گرفته می‌شود، سپس این بلوک به بلوک‌های کوچکتر تقسیم شده و به هر بلوک بسته به نوع مواد تشکیل‌دهنده آن، اطلاعات زمین‌شناختی، ژئوتکنیکی، فرآوری و اقتصادی اختصاص داده می‌شود. بلوک‌های یاد شده ممکن است شکل و ابعاد مختلفی داشته باشند، ولی مدل مکعب مستطیل رایج‌تر است (شکل ۲-۸).



شکل ۲-۷- نمایی از مدل بلوکی یک کانسار



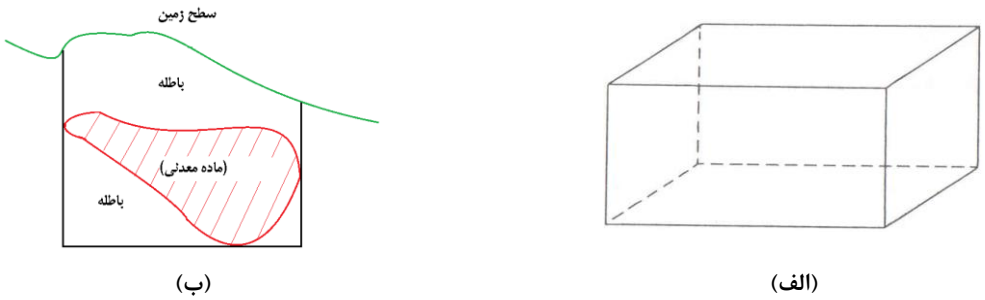
شکل ۲-۸- نمای شماتیک مدل بلوکی و جزییات مربوط به آن

مختصات مرکز ثقل هر بلوک به عنوان موقعیت مکانی آن بلوک در نظر گرفته می‌شود. این بلوک‌های کوچک بسته به اینکه مرکز ثقل آن‌ها در چه ناحیه‌ای قرار دارد، به انواع مختلف زیر تقسیم می‌شوند:

- بلوکی که مرکز ثقل آن بالای سطح زمین است، بلوک هوا[1] در نظر گرفته می‌شود.
- بلوکی که مرکز ثقل آن در پایین سطح زمین و عیار متوسط آن بیشتر از عیار حد است، بلوک ماده معدنی در نظر گرفته می‌شود.
- بلوکی که مرکز ثقل آن در پایین سطح زمین و عیار متوسط آن کمتر از عیار حد است، بلوک باطله در نظر گرفته می‌شود.

۲-۳-۱- ایجاد بلوک بزرگ

برای بلوک‌بندی ابتدا بلوک مکعب مستطیل شکل بزرگی که وسعت آن برای پوشش حجم توده معدنی کافی باشد، در نظر گرفته می‌شود. ابعاد این بلوک با توجه به میزان گسترش مدل تور سیمی توده معدنی و توپوگرافی سطح زمین در راستاهای مختلف تعیین می‌شود (شکل ۲-۹).



شکل ۲-۹- بلوک بزرگ در نظر گرفته شده (الف- قطعه مکعب مستطیل شکل بزرگ که تمامی محدوده مورد نظر را می‌پوشاند. ب- مقطعی از یک بلوک مکعب مستطیل شکل که تمام کانسار و باطله همراه آن را در نظر می‌گیرد و خطوط قائم سطح زمین را قطع می‌کند.)

۲-۳-۲- تقسیم بلوک بزرگ به بلوک‌های کوچکتر

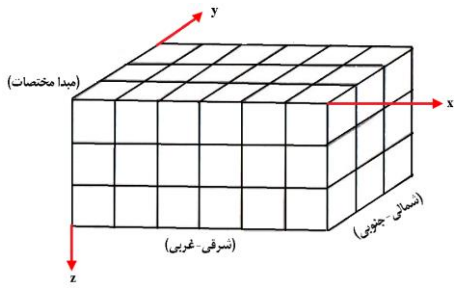
در این مرحله بلوک بزرگ به بلوک‌های کوچکتر تقسیم می‌شود. بلوک‌های کوچک مجاور، عیارهای بسیار مشابهی دارند و با کاهش ابعاد بلوک‌ها خطای برآورد افزایش می‌یابد. ابعاد بلوک‌ها در مدل بلوکی به عوامل زیر بستگی دارد:

- شکل هندسی ذخیره
- الگوریتم به کار رفته
- ارتفاع پله
- تجهیزات و روش استخراج انتخاب شده
- سطح اعتماد عیار تخمینی بلوک‌ها
- ظرفیت تجهیزات کامپیوتری

1- Air block

به عنوان یک قاعده سر انگشتی، حداقل ابعاد یک بلوک نباید از یک‌چهارم فاصله متوسط گمانه‌های اکتشافی کمتر باشد. معمولا ارتفاع بلوک‌ها مساوی با ارتفاع پله‌های معدن در نظر گرفته می‌شود. از دید طراحی محدوده نهایی معادن روباز، ابعاد بلوک‌ها باید به گونه‌ای باشد که در نهایت شیب نهایی کاواک طراحی شده بزرگتر از شیب نهایی معدن نباشد.

شکل ۲-۱۰ یک بلوک معدنی بزرگ را که به بلوک‌های کوچکتر تقسیم شده است، نشان می‌دهد.



شکل ۲-۱۰- تقسیم بلوک بزرگ به بلوک‌های کوچکتر

۲-۳-۳- ایجاد مدل بلوکی عیاری

شناخت کامل توزیع فضایی یک پارامتر، زمانی میسر است که تمامی نقاط آن فضا قابل دسترس باشد و پارامتر مورد نظر در نقاط یاد شده با ابزارهای بسیار دقیق اندازه‌گیری شود. انجام چنین امری از نظر فنی و اقتصادی غیرعملی است، بنابراین لازم است تا از فضای مورد نظر نمونه‌برداری شود. این کار در عملیات اکتشافی با حفر ترانشه یا گمانه، برداشت نمونه و اندازه‌گیری پارامترهای مورد نظر در آزمایشگاه انجام می‌گیرد. با توجه به ناچیز بودن حجم کل نمونه‌های برداشته شده در مقایسه با حجم کل کانسار، شناخت کامل کانسار امکان‌پذیر نیست و مقادیر تعیین شده برای پارامترهای مختلف این فضا با عدم قطعیت همراه است و تنها برآوردی از مقدار واقعی آن‌ها است. برای تخمین، از روش‌های هندسی و میانگین وزنی استفاده می‌شود.

فصل ۳

مدل بلوکی اقتصادی کانسار

۳-۱- آشنایی

در بیشتر روش‌های کامپیوتری برای تعیین محدوده نهایی از مدل بلوکی اقتصادی استفاده می‌شود. برای تهیه مدل بلوکی اقتصادی به هر کدام از بلوک‌های مدل بلوکی عیاری یک ارزش اقتصادی اختصاص می‌یابد.

۳-۲- ارزش خالص

اختلاف بین ارزش محصول استحصال شده از یک بلوک و هزینه‌های متغیر مربوط به آن در مراحل استخراج، فرآوری و ذوب، تصفیه و فروش ارزش خالص[1] بلوک خوانده می‌شود. اقلام موثر در تعیین ارزش خالص بلوک عبارتند از:

- قیمت محصولات اصلی و محصولات مفید جانبی
- هزینه‌های معدن (چالزنی و انفجار، بارگیری، باربری و هزینه‌های عمومی معدن)
- هزینه‌های کارخانه فرآوری (فرآوری و هزینه‌های عمومی کارخانه)
- هزینه‌های ذوب، تصفیه و فروش
- بازیابی فرآوری، ذوب و تصفیه

۳-۲-۱- محاسبه ارزش خالص بلوک کانسنگ (محصول قابل فروش فلز خالص است.)

مراحل محاسبه ارزش خالص یک بلوک کانسنگ در صورتی که محصول قابل فروش فلز خالص باشد، به شرح زیر است:

- تعیین درآمد حاصل از هر تن ماده معدنی با ضرب قیمت فلز در میزان فلز قابل استحصال از آن
- تعیین هزینه‌های عملیاتی تولید از استخراج کانسنگ تا فروش فلز استحصال شده برای هر تن ماده معدنی
- تعیین ارزش خالص هر تن ماده معدنی با کسر هزینه‌های عملیاتی تولید از درآمد آن
- تعیین ارزش خالص بلوک با ضرب تناژ بلوک در ارزش خالص هر تن ماده معدنی

در ادامه این مراحل با تفصیل بیشتر تشریح می‌شود.

الف- تعیین میزان فلز محتوی در هر تن ماده معدنی

اگر عیار ماده معدنی ورودی به کارخانه فرآوری g درصد باشد، میزان فلز محتوی[2] در هر تن ماده معدنی بر حسب کیلوگرم (CM) طبق رابطه ۳-۱ محاسبه می‌شود.

$$CM = \frac{g}{100} \times 1000 = 10g \qquad (۱-۳)$$

1- Net value
2- Contained metal (CM)

ب- تعیین میزان فلز استحصال شده[1] از هر تن ماده معدنی

تمام فلز موجود در هر تن ماده معدنی در عملیات فرآوری، ذوب و تصفیه قابل بازیابی نیست. در طول فرآیند تولید کنسانتره، ذوب و تصفیه مقداری از عناصر باارزش بار ورودی کارخانه هدر می‌رود و به باطله و یا بخش سرباره منتقل می‌شود. نسبت فلز موجود در کنسانتره تولید شده به فلز موجود در بار اولیه کارخانه فرآوری، بازیابی خوانده می‌شود. بازیابی به طریق مشابه برای ذوب و تصفیه نیز قابل تعریف است.

مقدار فلز قابل بازیابی پس از عملیات فرآوری به درصد بازیابی در مراحل فرآوری بستگی دارد و مقدار آن بر حسب کیلوگرم از رابطه ۳-۲ محاسبه می‌شود.

$$RM = CM \times R_{con} \times R_{smelt} \times R_{refine} = 10gR_{con}R_{smelt}R_{refine} \quad (۲-۳)$$

که در آن:

R_{con} بازیابی کارخانه فرآوری

R_{smelt} بازیابی کارخانه ذوب

R_{refine} بازیابی کارخانه تصفیه

پ- تعیین درآمد حاصل از هر تن ماده معدنی

درآمد حاصل از هر تن ماده معدنی از حاصل‌ضرب میزان فلز استحصال شده در قیمت فلز به دست می‌آید (رابطه ۳-۳).

$$I = RM \times P = 10gR_{con}R_{smelt}R_{refine}P \quad (۳-۳)$$

در این رابطه P قیمت هر کیلوگرم فلز خالص است.

ت- تعیین ضریب پرعیارسازی برای واحدهای فرآوری

ضریب پرعیارسازی[2] واحد فرآوری به عنوان نسبت فلز موجود در یک تن کنسانتره به فلز بازیابی شده از هر تن ماده معدنی تعریف می‌شود (رابطه ۳-۴).

$$CR_{con} = \frac{1000 \times (G_{con}/100)}{1000 \times (g/100) \times R_{con}} = \frac{G_{con}}{gR_{con}} \quad (۴-۳)$$

در این رابطه G_{con} عیار کنسانتره (درصد) است.

به همین ترتیب، اگر G_{smelt} عیار فلز در محصول واحد ذوب به درصد باشد، ضریب پرعیارسازی واحد ذوب طبق رابطه ۳-۵ محاسبه می‌شود.

$$CR_{smelt} = \frac{1000 \times (G_{smelt}/100)}{1000 \times (G_{con}/100) \times R_{smelt}} = \frac{G_{smelt}}{G_{con}R_{smelt}} \quad (۵-۳)$$

3- Recovered metal (RM)

1- Concentration ratio (CR)

ث- تعیین میزان محصول واحدهای فرآوری از هر تن ماده معدنی

تناژ کنسانتره حاصل از هر تن ماده معدنی طبق رابطه ۳-۶ محاسبه می‌شود.

$$T_{con} = \frac{gR_{con}}{G_{con}} \qquad (۶-۳)$$

تناژ محصول واحد ذوب حاصل از هر تن ماده معدنی از رابطه ۳-۷ به دست می‌آید.

$$T_{smelt} = \frac{G_{con}R_{smelt}}{G_{smelt}} \times T_{con} = \frac{G_{con}R_{smelt}}{G_{smelt}} \times \frac{gR_{con}}{G_{con}} = \frac{gR_{con}R_{smelt}}{G_{smelt}} \qquad (۷-۳)$$

ج- تعیین هزینه استحصال فلز از هر تن ماده معدنی

هزینه استحصال فلز از هر تن ماده معدنی طبق رابطه ۳-۸ محاسبه می‌شود.

$$C = C_{mine} + C_{mill} + T_{con}C_{smelt} + T_{smelt}C_{refine} = C_{mine} + C_{mill} + \frac{R_{con}g}{G_{con}}C_{smelt} + \frac{R_{con}R_{smelt}g}{G_{smelt}}C_{refine} \qquad (۸-۳)$$

که در آن:

C_{mine} هزینه استخراج هر تن ماده معدنی

C_{mill} هزینه فرآوری هر تن ماده معدنی

C_{smelt} هزینه ذوب هر تن کنسانتره

C_{refine} هزینه تصفیه هر تن محصول کارخانه ذوب

چ- تعیین ارزش خالص هر تن ماده معدنی

ارزش خالص با کسر هزینه‌ها از درآمد از رابطه ۳-۹ به دست می‌آید.

$$NV_O = I - C = 10gR_{con}R_{smelt}R_{refine}P - \left[C_{mine} + C_{mill} + \frac{R_{con}g}{G_{con}}C_{smelt} + \frac{R_{con}R_{smelt}g}{G_{smelt}}C_{refine}\right] \qquad (۹-۳)$$

در این رابطه NV_O ارزش خالص هر تن ماده معدنی است.

ح- تعیین ارزش خالص بلوک کانسنگ

از حاصل‌ضرب NV_O در تناژ بلوک، ارزش خالص بلوک ماده معدنی طبق رابطه ۳-۱۰ محاسبه می‌شود.

$$NV_{OB} = NV_O \times Q_B \qquad (۱۰-۳)$$

که در آن:

NV_{OB} ارزش خالص بلوک کانسنگ

Q_B تناژ بلوک

۳-۲-۲- محاسبه ارزش خالص بلوک کانسنگ (محصول قابل فروش کنسانتره است.)

مراحل محاسبه ارزش خالص یک بلوک کانسنگ در صورتی که محصول قابل فروش کنسانتره باشد، به شرح زیر است:

- تعیین درآمد حاصل از هر تن ماده معدنی با ضرب قیمت کنسانتره در میزان کنسانتره حاصل از آن

- تعیین هزینه‌های عملیاتی تولید از استخراج کانسنگ تا فروش کنسانتره برای هر تن ماده معدنی
- تعیین ارزش خالص هر تن ماده معدنی با کسر هزینه‌های عملیاتی تولید از درآمد آن
- تعیین ارزش خالص بلوک با ضرب تناژ بلوک در ارزش خالص هر تن ماده معدنی

در ادامه، این مراحل با تفصیل بیشتر تشریح می‌شود.

الف- تعیین تناژ کنسانتره حاصل از هر تن ماده معدنی

تناژ کنسانتره حاصل از هر تن ماده معدنی از رابطه ۳-۶ به دست می‌آید.

ب- تعیین قیمت هر تن کنسانتره

برای محاسبه قیمت هر تن کنسانتره سر معدن[1] باید عیار موثر کنسانتره[2]، میزان فلز قابل بازیابی از هر تن کنسانتره، قیمت موثر[3]، ارزش ناخالص[4] هر تن کنسانتره، بازگشت پایه از ذوب‌کننده[5] و بازگشت خالص از ذوب‌کننده[6] محاسبه شود.

- **عیار موثر کنسانتره:** در مراحل ذوب و تصفیه بازیابی صد درصد فلز موجود در کنسانتره امکان‌پذیر نیست، بنابراین ممکن است مقداری از فلز به سرباره منتقل شود. ذوب‌کنندگان و تصفیه‌کنندگان با توجه به مقدار هدرروی در ذوب و تصفیه، قسمتی از ارزش پرداختنی کنسانتره را کسر می‌کنند. مقدار کسورات ممکن است به صورت کسر درصدی[7]، واحدی[8] و یا ترکیبی از این دو حالت در نظر گرفته شود. در حالت کسر درصدی، ذوب‌کننده فقط درصد خاصی از ارزش فلز موجود در کنسانتره را پرداخت می‌کند. در حالت کسر واحدی، عیار کنسانتره به میزان ثابتی کسر و ارزش فلز موجود بر اساس عیار جدید پرداخت می‌شود. در حالت کلی عیار موثر کنسانتره از رابطه ۳-۱۱ به دست می‌آید.

$$G_e = \frac{c}{100}(G_{con} - u) \qquad (۱۱-۳)$$

که در آن:

G_{con} عیار کنسانتره (درصد)

G_e عیار موثر کنسانتره (درصد)

u کسر واحدی

c درصد محتوای فلز پرداختنی (درصد)

- **میزان فلز قابل پرداخت از هر تن کنسانتره:** با توجه به عیار موثر کنسانتره، میزان فلز قابل پرداخت از هر تن کنسانتره (کیلوگرم) طبق رابطه ۳-۱۲ محاسبه می‌شود.

1- At mine revenue (AMR)
2- Effective concentrate grade
3- Effective price
4- Gross value
5- Basic smelter return
6- Net smelter return
7- Precentage deduction
8- Unit deduction

$$M_e = 1000 \times \frac{G_e}{100} = \frac{c\left(G_{con} - u\right)}{10} \quad (۱۲-۳)$$

- **قیمت موثر:** ذوب‌کننده گاه فقط درصد خاصی از قیمت جهانی فلز را پرداخت می‌کند که این درصد ضریب قیمت[1] خوانده می‌شود. در صورتی که ذوب‌کننده صد درصد قیمت جهانی را پرداخت کند، این ضریب برابر یک است. علاوه بر این ذوب‌کننده هزینه تصفیه و فروش[2] هر واحد فلز قابل پرداخت را از مبلغ پرداختی کسر می‌کند. به این ترتیب، قیمت موثر از رابطه ۳-۱۳ به دست می‌آید.

$$P_e = P.F - r \quad (۱۳-۳)$$

که در آن:

P_e قیمت موثر هر واحد فلز پس از اعمال کسورات و هزینه تصفیه

P قیمت بازار هر واحد فلز

r هزینه تصفیه و فروش هر واحد فلز قابل پرداخت

F ضریب قیمت فلز

- **ارزش ناخالص هر تن کنسانتره:** با توجه به میزان فلز باارزش در هر تن کنسانتره و قیمت موثر فلز، ارزش ناخالص هر تن کنسانتره از رابطه ۳-۱۴ به دست می‌آید.

$$GV = M_e P_e = \frac{c\left(G_{con} - u\right)\left(P.F - r\right)}{10} \quad (۱۴-۳)$$

- **بازگشت پایه از ذوب‌کننده:** بازگشت پایه از ذوب‌کننده برای هر تن کنسانتره، با کسر هزینه ذوب هر تن کنسانتره از ارزش ناخالص آن از رابطه ۳-۱۵ به دست می‌آید.

$$BSR = GV - T = \frac{c\left(G_{con} - u\right)\left(P.F - r\right)}{10} - T \quad (۱۵-۳)$$

که در آن:

BSR بازگشت پایه از ذوب‌کننده

T هزینه ذوب هر تن کنسانتره

- **بازگشت خالص از ذوب‌کننده:** کنسانتره اغلب حاوی عناصر دیگری غیر از فلز اصلی است که باعث بالا رفتن و یا کاهش ارزش آن می‌شود. پس از منظور کردن جایزه ناشی از محصولات جانبی و جریمه مربوط به عناصر مضر بازگشت خالص از ذوب‌کننده از رابطه ۳-۱۶ محاسبه می‌شود.

$$NSR = BSR - X + Y = \frac{c\left(G_{con} - u\right)\left(P.F - r\right)}{10} - T - X + Y \quad (۱۶-۳)$$

که در آن:

NSR بازگشت خالص از کارخانه ذوب برای هر تن کنسانتره

1- Price factor
2- Refining and selling cost

X هزینه جریمه مربوط به عناصر نامطلوب موجود در کنسانتره[1]

Y اعتبار اضافی به خاطر مواد مفید[2] در هر تن کنسانتره

- **قیمت هر تن کنسانتره در سر معدن:** قیمت تمام شده هر تن کنسانتره در سر معدن از کسر هزینه‌های تحقق درآمد[3] از بازگشت خالص از ذوب‌کننده برای هر تن کنسانتره به دست می‌آید (رابطه ۳-۱۷). هزینه تحقق درآمد، هزینه‌های حمل، بیمه، کمیسیون عوامل فروش و نظایر آن را در برمی‌گیرد.

$$AMR = NSR - R = \frac{c(G_{con} - u)(P.F - r)}{10} - T - X + Y - R \qquad (۱۷-۳)$$

که در آن:

AMR قیمت هر تن کنسانتره سر معدن

R هزینه تحقق درآمد

پ- تعیین درآمد حاصل از هر تن ماده معدنی

درآمد حاصل از هر تن ماده معدنی از حاصل‌ضرب میزان کنسانتره استحصال شده در قیمت هر تن کنسانتره سر معدن به دست می‌آید (رابطه ۳-۱۸).

$$I = T_{con} \times AMR = \frac{gR_{con}}{G_{con}} \left[\frac{c(G_{con} - u)(P.F - r)}{10} - T - X + Y - R \right] \qquad (۱۸-۳)$$

ت- تعیین هزینه مربوط به هر تن ماده معدنی تا استحصال کنسانتره

هزینه مربوط به هر تن ماده معدنی تا استحصال کنسانتره از رابطه ۳-۱۹ محاسبه می‌شود.

$$C = C_{\min e} + C_{mill} \qquad (۱۹-۳)$$

که در آن:

$C_{\min e}$ هزینه استخراج هر تن ماده معدنی

C_{mill} هزینه فرآوری هر تن ماده معدنی

ث- تعیین ارزش خالص هر تن ماده معدنی

ارزش خالص با کسر هزینه‌ها از درآمد به دست می‌آید (رابطه ۳-۲۰).

$$NV_O = I - C = \frac{gR_{con}}{G_{con}} \left[\frac{c(G_{con} - u)(P.F - r)}{10} - T - X + Y - R \right] - (C_{mine} + C_{mill}) \qquad (۲۰-۳)$$

ج- تعیین ارزش خالص بلوک کانسنگ

ارزش خالص بلوک کانسنگ (NV_{OB}) از حاصل‌ضرب NV_O در تناژ بلوک (Q_B) طبق رابطه ۳-۲۱ به دست می‌آید.

$$NV_{OB} = NV_O \times Q_B \qquad (۲۱-۳)$$

1- Penalty charge
2- By- product credit
3- Realization cost

۳-۲-۳- محاسبه ارزش خالص بلوک باطله

اگر یک بلوک باطله در نظر گرفته شود، درآمد حاصل از آن صفر و هزینه آن فقط منحصر به هزینه استخراج است، بنابراین ارزش خالص هر تن باطله طبق رابطه ۳-۲۲ است.

$$NV_W = -C_{waste} \quad (۲۲-۳)$$

که در آن:

NV_W ارزش خالص هر تن باطله

C_{waste} هزینه برداشت هر تن باطله

ارزش خالص بلوک باطله نیز از حاصل‌ضرب NV_W در تناژ بلوک طبق رابطه ۳-۲۳ به دست می‌آید.

$$NV_{WB} = NV_W \times Q_B \quad (۲۳-۳)$$

که در آن:

NV_{WB} ارزش خالص بلوک باطله

Q_B تناژ بلوک

۳-۳- ساخت مدل بلوک اقتصادی

در مدل بلوک اقتصادی به هر کدام از بلوک‌ها ارزش خالص آن نسبت داده می‌شود. با توجه به اینکه تا زمان مشخص شدن عیار حد فرآوری کانسنگ یا باطله بودن بلوک‌ها معلوم نیست و ارزش خالص بلوک با کانسنگ یا باطله فرض کردن آن تغییر می‌کند، برای محاسبه ارزش خالص بلوک به روش زیر عمل می‌شود:

الف- ارزش خالص بلوک با فرض کانسنگ بودن آن با استفاده از یکی از دو رابطه ۳-۱۰ یا ۳-۲۱ محاسبه می‌شود. اگر NV_{OB} نامنفی باشد، ارزش خالص بلوک برابر NV_{OB} است (رابطه ۳-۲۴).

$$NV_{OB} \geq 0 \Rightarrow NV_B = NV_{OB} \quad (۲۴-۳)$$

در این رابطه، NV_B ارزش خالص بلوک است.

ب- اگر NV_{OB} محاسبه شده در بند الف منفی باشد، ارزش خالص بلوک با فرض باطله بودن آن نیز با استفاده از رابطه ۳-۲۳ محاسبه می‌شود. در این حالت ارزش خالص بلوک برابر با رابطه ۳-۲۵ است.

$$NV_{OB} < 0 \Rightarrow NV_B = \max\left(NV_{OB}, NV_{WB}\right) \quad (۲۵-۳)$$

۳-۴- نسبت‌های باطله‌برداری

باطله به موادی گفته می‌شود که به خودی خود ارزش استخراج ندارند اما ممکن است استخراج آن‌ها برای دسترسی به مواد ارزشمند واقع در زیر باطله الزامی باشد. در تمیز باطله از ماده معدنی دانستن این نکته که برای استخراج هر تن

ماده معدنی چند تن باطله را می‌توان برداشت، اهمیت دارد. نسبت باطله‌برداری عبارت از تناژ باطله‌ای است که برای استخراج یک تن کانسنگ برداشته می‌شود.

انواع مختلف نسبت‌های باطله‌برداری به شرح زیر تعریف می‌شود:

- نسبت باطله‌برداری کلی[1] (متوسط)
- نسبت باطله‌برداری گسترشی (نموی)[2]
- نسبت باطله‌برداری دوره‌ای[3]
- نسبت باطله‌برداری اقتصادی[4] (سربه‌سری[5])
- نسبت باطله‌برداری مجاز[6]

۳-۴-۱- نسبت باطله‌برداری کلی

نسبت وزن یا حجم کل باطله واقع در محدوده نهایی معدن به وزن یا حجم کل ماده معدنی واقع در این محدوده، نسبت باطله‌برداری کلی نامیده شده و با OSR نمایش داده می‌شود. در محاسبه این نسبت عواملی همچون قیمت، هزینه و عیار در نظر گرفته نمی‌شود و مقدار آن به شرایط هندسی باطله و ماده معدنی بستگی دارد. نسبت باطله‌برداری کلی را می‌توان به صورت رابطه ۳-۲۶ تعریف کرد.

$$OSR = \frac{Q_w}{Q_o} \qquad (۲۶-۳)$$

که در آن:

Q_w تناژ یا حجم باطله و روباره

Q_o تناژ یا حجم ماده معدنی موجود در محدوده معدن

این نسبت ممکن است بر حسب تن بر تن، مترمکعب بر مترمکعب و یا مترمکعب بر تن بیان شود.

محاسبه OSR وقتی میسر است که محدوده نهایی کاواک و وضعیت بلوک‌های درون آن از نظر باطله یا کانسنگ بودن مشخص شده باشد.

گاهی از نسبت OSR به عیار متوسط مواد درون کاواک به عنوان شاخص باطله‌برداری استفاده می‌شود (رابطه ۳-۲۷).

$$SI = \frac{OSR}{\bar{g}} \qquad (۲۷-۳)$$

1- Overall stripping ratio (OSR)
2- Incremental stripping ratio (ISR)
3- Periodic stripping ratio (PSR)
4- Economic stripping ratio
5- Break even stripping ratio (BESR)
6- Allowable stripping ratio

که در آن:

SI شاخص باطله‌برداری

$\overline{g}$ عیار متوسط ماده معدنی درون کاواک

هر چقدر این شاخص کمتر باشد، کاواک تعیین شده پتانسیل اقتصادی بالاتری دارد.

۳-۴-۲- نسبت باطله‌برداری گسترشی (نموی)

اگر محدوده طراحی شده معدن به گونه‌ای توسعه یابد که تناژ یا حجم ماده معدنی به اندازه B و تناژ یا حجم باطله به اندازه C افزایش یابد، نسبت باطله‌برداری گسترشی به صورت رابطه ۳-۲۸ تعریف می‌شود.

$$ISR = \frac{C}{B} \qquad (۲۸-۳)$$

از نسبت باطله‌برداری گسترشی در هنگام تصمیم‌گیری برای ادامه عملیات بهره‌برداری از یک مرحله به مرحله بعد استفاده می‌شود.

۳-۴-۳- نسبت باطله‌برداری دوره‌ای

در یک دوره معین از عمر معدن روباز (به عنوان مثال شش ماه، یک سال و نظایر آن)، نسبت باطله‌برداری دوره‌ای به صورت رابطه ۳-۲۹ تعریف می‌شود.

$$PSR = \frac{W_t}{O_t} \qquad (۲۹-۳)$$

در این رابطه W_t و O_t به ترتیب مقدار باطله و ماده معدنی است که طی دوره t استخراج می‌شود.

نسبت باطله‌برداری دوره‌ای برای استخراج ماده معدنی و باطله در یک معدن تجهیز شده بیشترین اهمیت را دارد. از این نسبت باطله‌برداری برای برنامه‌ریزی کوتاه‌مدت معدن استفاده می‌شود. یک قاعده سرانگشتی عمومی در مورد معادن در حال کار آن است که نسبت باطله‌برداری دوره‌ای باید تا آنجا که ممکن است نزدیک به نسبت باطله‌برداری کلی باشد.

۳-۴-۴- نسبت باطله‌برداری سربه‌سری

طبق تعریف حداکثر باطله‌ای که هزینه برداشت آن با یک تن ماده معدنی با عیار معین قابل پرداخت است، نسبت باطله‌برداری سربه‌سری خوانده می‌شود. نسبت باطله‌برداری سربه‌سری مستقل از توزیع عیار مواد درون کاواک و تابع قیمت فلز، هزینه‌های کانسنگ و هزینه باطله‌برداری است. هر چه کانسنگ پرعیارتر باشد، مقدار نسبت باطله‌برداری سربه‌سری متناظر آن نیز بالاتر است. نسبت باطله‌برداری سربه‌سری از رابطه ۳-۳۰ محاسبه می‌شود.

$$BESR = \frac{I - C_o}{C_w} \qquad (۳۰-۳)$$

که در آن:

I درآمد حاصل از یک تن کانسنگ

C_o کل هزینه‌های مربوط به یک تن کانسنگ (شامل هزینه‌های استخراج، فرآوری و ذوب، تصفیه و فروش)

C_w هزینه برداشت یک تن باطله

در صورتی که محصول قابل فروش معدن، فلز خالص باشد، درآمد حاصل از یک تن ماده معدنی (I) از رابطه ۳-۳۱ محاسبه می‌شود.

$$I = 10 \times R \times g \times P \qquad (۳۱-۳)$$

که در آن:

R بازیابی کارخانه فرآوری

g عیار ماده معدنی (درصد)

P قیمت فروش هر کیلوگرم فلز قابل فروش

بنابراین:

$$BESR = \frac{10R.g.P - C_o}{C_w} \qquad (۳۲-۳)$$

در صورتی که محصول قابل فروش معدن، کنسانتره حاصل از کارخانه فرآوری باشد، درآمد حاصل از یک تن ماده معدنی (I) طبق رابطه ۳-۳۳ محاسبه می‌شود.

$$I = \frac{gR_{con}}{G_{con}}.AMRa \qquad (۳۳-۳)$$

بنابراین نسبت باطله‌برداری سربه‌سری از رابطه ۳-۳۴ محاسبه می‌شود.

$$BESR = \frac{(gR_{con}/G_{con})AMR - C_o}{C_w} \qquad (۳۴-۳)$$

همان‌طور که دیده می‌شود نسبت باطله‌برداری سربه‌سری تابعی از عیار ماده معدنی (g) است، بنابراین می‌توان منحنی تغییرات نسبت باطله‌برداری سربه‌سری را نسبت به تغییرات عیار رسم کرد. از این نمودار که یک خط مستقیم است در طراحی محدوده نهایی به روش دستی استفاده می‌شود.

با توجه به خطی بودن نمودار نسبت باطله‌برداری سربه‌سری، برای رسم این نمودار کافی است مقدار این نسبت برای دو عیار دلخواه محاسبه و این دو نقطه با خط مستقیم به هم وصل شوند. در پیوست ۱ روش رسم نمودار با یک مثال موردی نشان داده شده است.

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری به عوامل مختلفی همچون عیار ماده معدنی، قیمت محصول قابل فروش، هزینه‌های استخراج و فرآوری، وجود کانی‌های مفید یا مضر و تکنولوژی استحصال بستگی دارد. عواملی مانند عیار ماده معدنی،

قیمت محصول قابل فروش، وجود کانی‌های مفید و پیشرفت در تکنولوژی باعث افزایش نسبت باطله‌برداری سربه‌سری و عواملی مانند هزینه‌های استخراج و فرآوری و وجود کانی‌های مضر باعث کاهش نسبت باطله‌برداری سربه‌سری می‌شود.

۳-۴-۵- عیار حد سربه‌سری

طبق تعریف عیاری که برای آن نسبت باطله‌برداری سربه‌سری صفر باشد، عیار حد سربه‌سری خوانده می‌شود. عیار حد سربه‌سری به عیار حد محدوده نهایی نیز موسوم است، بنابراین عیار حد سربه‌سری را می‌توان از رابطه ۳-۳۵ محاسبه کرد.

$$BESR = \frac{I - C_o}{C_w} = 0 \Rightarrow I = C_o \qquad (۳۵-۳)$$

در پیوست روش محاسبه عیار حد سربه‌سری با یک مثال موردی نشان داده شده است.

۳-۴-۶- نسبت باطله‌برداری مجاز

در نسبت باطله‌برداری سربه‌سری، میزان باطله‌برداری به اندازه‌ای است که سودی از عملیات بهره‌برداری عاید نمی‌شود. با کنار گذاشتن سود مورد انتظار P برای هر تن ماده معدنی، نسبت باطله‌برداری مجاز به دست می‌آید (رابطه ۳-۳۶).

$$SR_P = \frac{I - (C_o + P)}{C_w} \qquad (۳۶-۳)$$

در این رابطه SR_P نسبت باطله‌برداری مجاز است. نسبت باطله‌برداری مجاز بیانگر آن است که هنگامی که به ازای هر تن ماده معدنی به میزان SR_P باطله‌برداری شود، از هر تن ماده معدنی به میزان P سود عاید می‌شود.

همان‌طور که دیده می‌شود مقدار نسبت باطله‌برداری مجاز علاوه بر عوامل موثر بر نسبت باطله‌برداری سربه‌سری، به سود مورد انتظار از عملیات نیز بستگی دارد و مقدار آن همیشه از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری کمتر است.

فصل ۴

روش‌های تعیین محدوده نهایی

٤-۱- آشنایی

در یک عملیات معدنکاری روباز برای بررسی فنی و اقتصادی پروژه در مطالعات امکان‌سنجی و برنامه‌ریزی برای شروع عملیات استخراج ماده معدنی، باید محدوده نهایی معدن تعیین شود. محدوده نهایی معدن روباز نشان‌دهنده ابعاد و شکل معدن در پایان عمر آن است و استخراج کانسار در خارج آن سودآور نیست. محدوده نهایی، راهنمای اصلی برای جانمایی انباشتگاه باطله و تاسیسات سطحی معدن است. تاسیسات اصلی معدن مانند کارخانه فرآوری و ساختمان‌های اداری نباید در درون این محدوده مکان یابی شوند. علاوه بر این با طراحی محدوده نهایی میزان ذخیره قابل استخراج و میزان باطله‌ای که باید در طول عمر معدن برداشت شود، مشخص می‌شود. این محدوده تابع پارامترهایی مانند عیار ماده معدنی، هزینه‌ها و قیمت محصول است. با تغییر این پارامترها، محدوده معدن تغییر می‌کند و بنابراین ممکن است بازبینی طراحی در طول عمر معدن ضروری باشد.

برای تعیین محدوده نهایی معادن روباز الگوریتم‌های زیادی معرفی شده است که هدف اصلی همه آن‌ها یافتن مجموعه بلوک‌هایی است که استخراج آن‌ها تحت محدودیت‌های فنی و اقتصادی موجب بیشینه شدن سود حاصله می شود. برای طراحی معادن روباز می‌توان از روش‌های دستی، کامپیوتری و یا تلفیقی از این روش‌ها استفاده کرد.

در روش‌های دستی با توجه به شیب مجاز دیواره‌ها و نسبت باطله‌برداری سربه‌سری یا مجاز، محدوده نهایی در هر مقطع با سعی و خطا تعیین و سپس این مقاطع با هم ادغام می‌شوند و با هموارسازی آن‌ها محدوده نهایی معدن مشخص می‌شود. این روش‌ها بسیار وقت‌گیر و کند است و قضاوت طراح در نتیجه کار نقش کلیدی دارد. با توجه به حجم زیاد اطلاعات لازم برای طراحی محدوده نهایی، سرعت کم طراحی با روش‌های دستی و ناتوانی این روش‌ها در تجزیه و تحلیل محدوده نهایی به ویژه در حاشیه کانسار، روش‌های دستی- کامپیوتری مورد توجه قرار گرفته است. این روش‌ها همان روش‌های دستی‌اند که در آن‌ها با استفاده از کامپیوتر محدوده نهایی در مقاطع با سرعت بیشتری به دست می‌آید و در زمان صرفه‌جویی می‌شود.

در روش‌های کامپیوتری برای طراحی محدوده نهایی معمولا از مدل بلوکی اقتصادی استفاده می‌شود. الگوریتم‌های کامپیوتری را می‌توان به دو گروه الگوریتم‌های ریاضی دقیق[1] و الگوریتم‌های ابتکاری جستجوگر[1] تقسیم کرد. الگوریتم‌های ریاضی پیچیده‌تراند ولی بهینه بودن محدوده نهایی طراحی شده با آن‌ها تضمین می‌شود. الگوریتم‌های جستجوگر روش‌های ابتکاری‌اند که ساده‌تراند ولی محدوده نهایی طراحی شده با آن‌ها ضرورتا بهینه نیست.

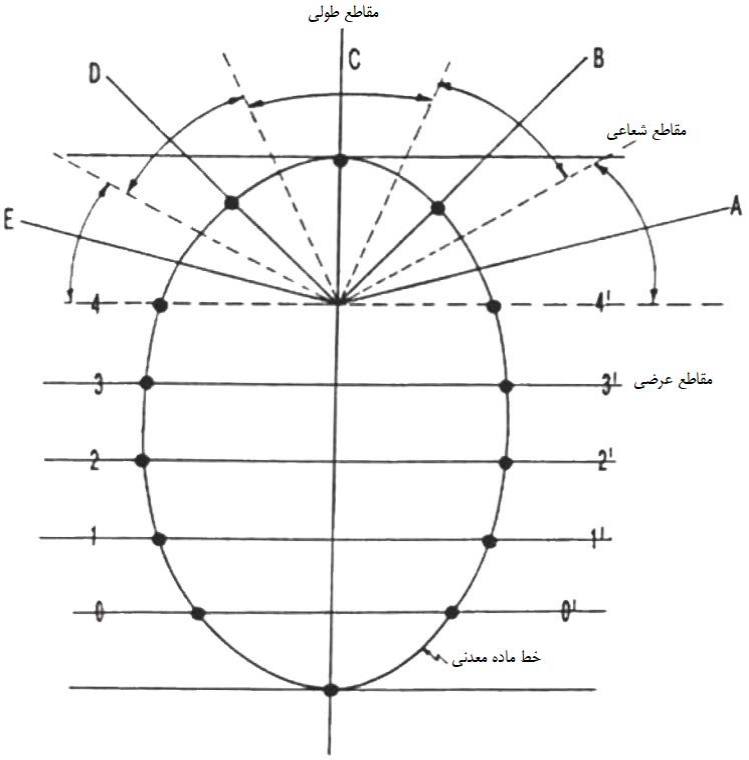
۴-۲- طراحی محدوده معادن روباز به روش دستی

در طراحی محدوده نهایی به روش دستی از مدل‌های بلوکی عیاری استفاده می‌شود. در این روش ابتدا با توجه به درآمد، هزینه‌های کانسنگ و هزینه باطله‌برداری نسبت باطله‌برداری سربه‌سری تعیین می‌شود و سپس با استفاده از آن

1- Rigorous

محدوده معدن در مقاطع عرضی، طولی و شعاعی مشخص می‌شود (شکل ۴-۱). گاه به جای نسبت باطله‌برداری سربه‌سری از نسبت باطله‌برداری مجاز استفاده می‌شود که در این صورت محدوده به دست آمده محافظه‌کارانه‌تر است.

برای تعیین محدوده نهایی معدن در هر مقطع با توجه به حداقل عرض کف کاواک و شیب پایدار دیواره‌ها با سعی و خطا محدوده‌ای پیدا می‌شود که در مرز آن نسبت باطله‌برداری کلی با نسبت باطله‌برداری سربه‌سری برابر باشد. بعد از طراحی محدوده معدن در مقاطع مختلف این محدوده‌های دوبعدی با هم ترکیب می‌شوند و پس از ارتباط دادن مقاطع، محدوده سه‌بعدی قابل اجرای معدن به دست می‌آید. اجرای این روش با دست بسیار وقت‌گیر و نتایج حاصل با خطای زیادی همراه است و جواب به دست آمده ضرورتا بهینه نیست. موفقیت روش‌های دستی تا حد زیادی به مهارت و قضاوت طراح بستگی دارد.



شکل ۴-۱- مقاطع عرضی، طولی و شعاعی برای تعیین محدوده نهایی

اطلاعات مورد نیاز برای طراحی به روش دستی به شرح زیر است:

- مقاطع قائمی که در آن‌ها مرزهای ماده معدنی، توزیع عیار ماده معدنی، وضعیت روباره و وضعیت سنگ‌های باطله مشخص باشد.
- منحنی تغییرات نسبت باطله‌برداری سربه‌سری نسبت به عیار ماده معدنی

1- Huristic

- پارامترهای هندسی معدن از جمله ارتفاع، عرض و شیب پله‌ها، پهنای پله‌های ایمنی، پهنای جاده، حداقل پهنای کف نهایی معدن، حداکثر شیب مجاز برای سنگ‌های مختلف موجود و نظایر آن

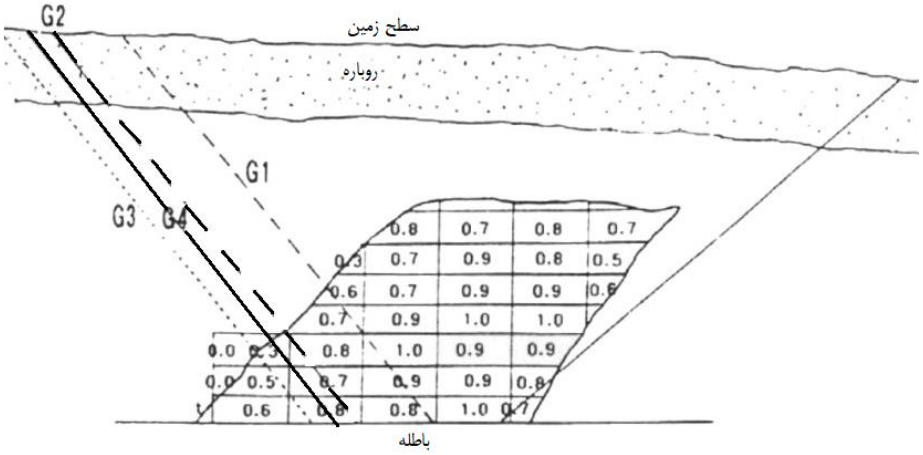
٤-۲-۱- تعیین محدوده نهایی در مقاطع عرضی

برای تعیین محدوده نهایی در مقاطع عرضی، ابتدا در هر مقطع به کمک عیار حد سربه‌سری وضعیت بلوک‌ها از نظر کانسنگ یا باطله بودن مشخص می‌شود. بلوک‌هایی که عیار آن‌ها بالاتر از عیار حد سربه‌سری است، کانسنگ و بقیه بلوک‌ها باطله در نظر گرفته می‌شوند، سپس کف معدن مشخص و در افق کف، پاره‌خطی به طول بزرگتر از حداقل کف از پیش تعیین شده، جدا می‌شود. از دو انتهای این پاره‌خط در دو جهت دو خط با زاویه شیب معدن که بر اساس مطالعات پایداری دیواره تعیین شده است، رسم می‌شود. این دو خط از درون برخی از بلوک‌های کانسنگ و برخی از بلوک‌های باطله عبور می‌کنند. بر روی هر کدام از این خطوط طول کانسنگ، طول باطله و عیار متوسط کانسنگ تعیین می‌شود. از تقسیم طول باطله به طول کانسنگ نسبت باطله‌برداری کلی خط مرزی و از روی منحنی نسبت باطله‌برداری سربه‌سری نسبت باطله‌برداری متناظر عیار متوسط کانسنگ روی خط تعیین می‌شود، سپس این دو نسبت باطله‌برداری با هم مقایسه می‌شوند. اگر نسبت باطله‌برداری کلی اندازه‌گیری شده بر روی خط از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری تعیین شده از روی منحنی بزرگتر باشد، محدوده معدن باید کوچکتر شود و خط مرزی با حفظ حداقل عرض کف معدن به موازات خود به سمت داخل حرکت کند. اگر نسبت باطله‌برداری کلی از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری کوچکتر باشد، محدوده معدن باید بزرگتر شود و خط مرزی به سمت بیرون حرکت کند. این فرآیند تا جایی که نسبت باطله‌برداری کلی بر روی هر دو خط مرزی تقریبا با نسبت باطله‌برداری سربه‌سری برابر شود، ادامه می‌یابد. محدوده نهایی معدن در مقطع مورد نظر محدوده محصور به این دو خط مرزی جانبی، کف کاواک و سطح زمین است (شکل ۴-۲). در تعیین محدوده نهایی بر روی مقاطع، بسته به رابطه بین کف معدن و کانسنگ حالت‌های مختلفی ممکن است پیش آید که در ادامه تشریح می‌شود.

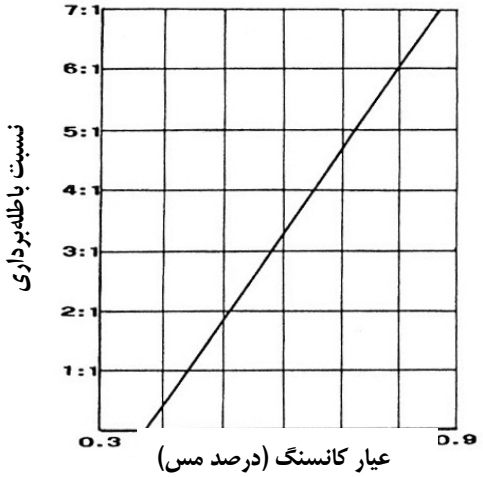
الف- قرارگیری کف معدن در باطله

اگر کف معدن در باطله قرار گیرد، هزینه‌های مربوط به مرز کاواک (دیواره‌های جانبی و کف کاواک) باید به وسیله کانسنگ واقع بر روی دو دیواره جانبی تامین شود و کف معدن هیچ کمکی به جبران هزینه‌ها نمی‌کند. در این حالت افق کف ثابت است و بررسی ارایه شده در بالا فقط درباره دو خط مرزی جانبی انجام می‌شود.

به عنوان مثال مقطع عرضی شکل ۴-۲ کف معدن در باطله را نشان می‌دهد که شیب دامنه در دیواره سمت راست ۴۰ و در دیواره سمت چپ ۵۰ درجه، جرم مخصوص روباره، باطله و ماده معدنی همگی ۲٫۶۵ تن بر مترمکعب و حداقل عرض کف معدن ۳۰ متر فرض می‌شود و منحنی نسبت باطله‌برداری- عیار ماده معدنی مطابق شکل ۴-۳ است. همان‌گونه که در این شکل دیده می‌شود منحنی نسبت باطله‌برداری سربه‌سری، محور عیارها را در عیار حدود ۰٫۳۷ درصد مس قطع می‌کند، بنابراین عیار حد سربه‌سری (مرز بین کانسنگ و باطله) ۰٫۳۷ درصد مس است.



شکل ۴-۲- یک مقطع عرضی از معدن که کف معدن در باطله قرار دارد.



شکل ۴-۳- منحنی نسبت باطله‌برداری- عیار ماده معدنی

در سمت چپ یک خط آزمایشی به عنوان گزینه G_1 رسم شده است. جدول ۴-۱ برای تعیین عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری در طول خط رسم شده تکمیل شده است.

جدول ۴-۱- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه G_1

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
	۴۰	۹۰	-	-
			-	-
			۹	۰/۶
			۱۶	۰/۷
			۱۶	۱
			۱۶	۰/۹
			۱۶	۰/۸
جمع	۴۰	۹۰	۷۳	-

عیار متوسط ماده معدنی از رابطه ۴-۱ به دست می‌آید.

$$\bar{g} = \frac{\sum L_{oi} \times g_{oi}}{\sum L_{oi}} \quad (۱-۴)$$

که در آن:

L_{oi} طول خط ماده معدنی در قطعه iام

g_{oi} عیار ماده معدنی در قطعه iام

بنابراین برای این مثال:

$$\bar{g} = \frac{(9\times0.6)+(16\times0.7)+(16\times1)+(16\times0.9)+(16\times0.8)}{(9+16+16+16+16)} = 0.82$$

نسبت باطله‌برداری روی خط G_1 از رابطه ۴-۲ محاسبه می‌شود.

$$OSR = \frac{L_{ob} + L_w}{L_o} \quad (۲-۴)$$

که در آن:

L_{ob} طول روباره

L_w طول باطله

L_o طول ماده معدنی

در صورتی که وزن مخصوص روباره، باطله و ماده معدنی با یکدیگر متفاوت باشند باید از رابطه ۴-۳ استفاده شود.

$$OSR = \frac{\alpha L_{ob}\rho_{ob} + L_w\rho_w}{L_o\rho_o} \quad (۳-۴)$$

که در آن:

ρ_{ob} جرم مخصوص روباره

ρ_w جرم مخصوص باطله

ρ_o جرم مخصوص ماده معدنی

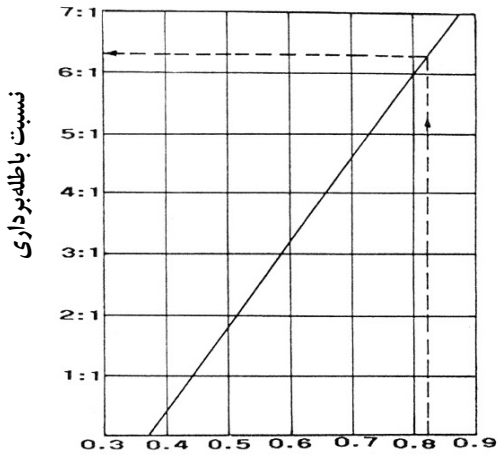
α نسبت هزینه استخراج روباره به هزینه برداشت باطله

نسبت باطله‌برداری کلی از تقسیم مجموع طول خط باطله و روباره به طول خط ماده معدنی به دست می‌آید.

$$OSR = \frac{40+90}{73} = 1.78$$

بر اساس شکل ۴-۴ برای گزینه G_1 با عیار متوسط ۰/۸۲، نسبت باطله‌برداری سربه‌سری ۱: ۶/۲ است. برای این گزینه با توجه به کوچکتر بودن نسبت باطله‌برداری کلی (۱/۷۸) از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری (۶/۲)، محدوده معدن باید توسعه یابد. در نتیجه خط گزینه G_1 باید به سمت چپ حرکت کند. خط حدسی کمی به سمت چپ حرکت می‌کند (گزینه G_2 در شکل ۴-۲) و دوباره نسبت باطله‌برداری کلی و نسبت باطله‌برداری سربه‌سری محاسبه می‌شود. نتایج

حاصل در جدول ۴-۲ درج شده است. چون نسبت باطله‌برداری کلی (۳٫۲۷) کمتر از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری (۵٫۶) است، محدوده معدن را می‌توان با حرکت G_2 به سمت چپ دوباره توسعه داد (گزینه G_3 در شکل ۴-۲). نتایج بررسی این گزینه در جدول ۴-۳ درج شده است. از آنجا که نسبت باطله‌برداری کلی (۵٫۴۷) بزرگتر از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری (۳٫۹) است، محدوده معدن باید کوچکتر شود. برای این کار خط گزینه G_3 به سمت راست حرکت داده می‌شود (گزینه G_4 در شکل ۴-۲). نتایج بررسی این گزینه در جدول ۴-۴ درج شده است.



شکل ۴-۴- تعیین نسبت باطله‌برداری سربه‌سری برای گزینه G_1

جدول ۴-۲- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه G_2

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
	۴۰	۱۱۷	-	-
			-	-
			۱۶	۰٫۸
			۱۶	۰٫۷
			۱۶	۰٫۸
جمع	۴۰	۱۱۷	۶۴	-

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۵٫۶ نسبت باطله‌برداری کلی: ۳٫۲۷

جدول ۴-۳- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه G_3

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
	۴۰	۱۳۵	-	-
			-	-
			۱۶	۰٫۵
			۱۶	۰٫۸
جمع	۴۰	۱۳۵	۳۲	-

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۳٫۹ نسبت باطله‌برداری کلی: ۵٫۴۷

جدول ۴-۴- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه شماره ۳

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
	۴۰	۱۳۳	-	-
			-	-
			۱۶	۰/۷
			۱۶	۰/۸
جمع	۴۰	۱۳۳	۳۲	-

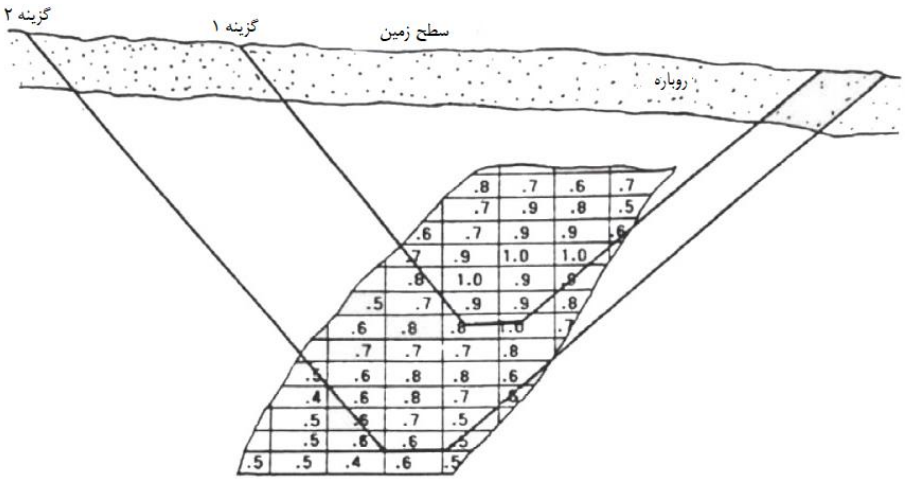
نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۵/۴ نسبت باطله‌برداری کلی: ۵/۴۱

از آنجا که نسبت باطله‌برداری کلی تقریبا با نسبت باطله‌برداری سربه‌سری مساوی است، محدوده نهایی معدن در این دیواره به دست آمده است. همه این عملیات برای خط سمت راست هم تکرار می‌شود تا محدوده نهایی معدن به دست آید.

ب- قرارگیری کف معدن در ماده معدنی

اگر کانسار در عمق گسترش داشته باشد، کف معدن در ماده معدنی قرار می‌گیرد. در این حالت هزینه باطله‌برداری ممکن است علاوه بر ماده معدنی موجود در دیواره‌های کاواک با استخراج ماده معدنی موجود در طول کف معدن نیز تامین شود. اصول کار به همان روشی است که قبلا یاد شد. فقط در اینجا نصف عرض کف معدن به دیواره سمت راست و نصف دیگر آن به دیواره سمت چپ اختصاص داده می‌شود. در این حالت با توجه به قرار داشتن کف معدن در ماده معدنی و ثابت نبودن آن، کار کمی مشکل‌تر است.

به عنوان مثال مقطع عرضی شکل ۴-۵ که کف معدن در ماده معدنی قرار دارد. شیب دامنه در دیواره سمت راست ۴۰ و در دیواره سمت چپ ۵۰ درجه، جرم مخصوص روباره، باطله و ماده معدنی همگی ۲/۶۵ تن بر مترمکعب و حداقل عرض کف معدن ۳۰ متر فرض می‌شود و منحنی نسبت باطله‌برداری- عیار ماده معدنی مطابق شکل ۴-۵ است.



شکل ۴-۵- مقطع عرضی از معدن که کف معدن در ماده معدنی قرار دارد.

در این حالت نیز مطابق مورد قبل با توجه به شیب معدن یک گزینه اولیه انتخاب می‌شود. نتایج تعیین عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای این گزینه در دیواره سمت چپ و راست به ترتیب در جداول ۴-۵ و ۴-۶ ارایه شده است.

جدول ۴-۵- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه ۱ (دیواره چپ)

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
			-	-
			-	-
			۱۵	۰/۷
			۱۶	۰/۸
	۴۰	۱۰۱	۴	۰/۷
			۱۲	۰/۹
			۷	۰/۸
			۱۵	۰/۸
جمع	۴۰	۱۰۱	۶۹	-

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۶ نسبت باطله‌برداری کلی: ۲/۰۴

جدول ۴-۶- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه ۱ (دیواره راست)

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
			-	-
			-	-
			۱۵	۰/۶
			۱۵	۱
			۲۱	۰/۹
	۴۴	۹۰	۳	۰/۸
			۱۷	۰/۹
			۸	۱
			۱۲	۱
			۳	۰/۸
جمع	۴۴	۹۰	۹۴	-

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۷ نسبت باطله‌برداری کلی: ۱/۴۲

با توجه به این جدول‌ها برای هر دو دیواره، نسبت باطله‌برداری کلی کمتر از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری است، در نتیجه می‌توان محدوده معدن را از دیواره‌ها و عمق گسترش داد (گزینه ۲). نتایج گزینه ۲ در جدول‌های ۴-۷ و ۴-۸ ارایه شده است.

جدول ۴-۷- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه ۲ (دیواره چپ)

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
			-	-
			-	-
			۱۶	۰/۵
			۱۶	۰/۶
	۴۲	۱۹۱	۱۶	۰/۶
			۱۶	۰/۶
			۱۶	۰/۶
			۱۶	۰/۶
جمع	۴۲	۱۹۱	۹۶	-

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۲/۹۵ نسبت باطله‌برداری کلی: ۲/۹۷

جدول ۴-۸- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای G_2 (دیواره راست)

	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
			-	-
			-	-
			۲۰	۰/۶
	۴۸	۱۸۸	۱۹	۰/۶
			۲۰	۰/۵
			۱۹	۰/۵
			۱۵	۰/۶
جمع	۴۸	۱۸۸	۹۳	-

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۲/۶ نسبت باطله‌برداری کلی: ۲/۵۴

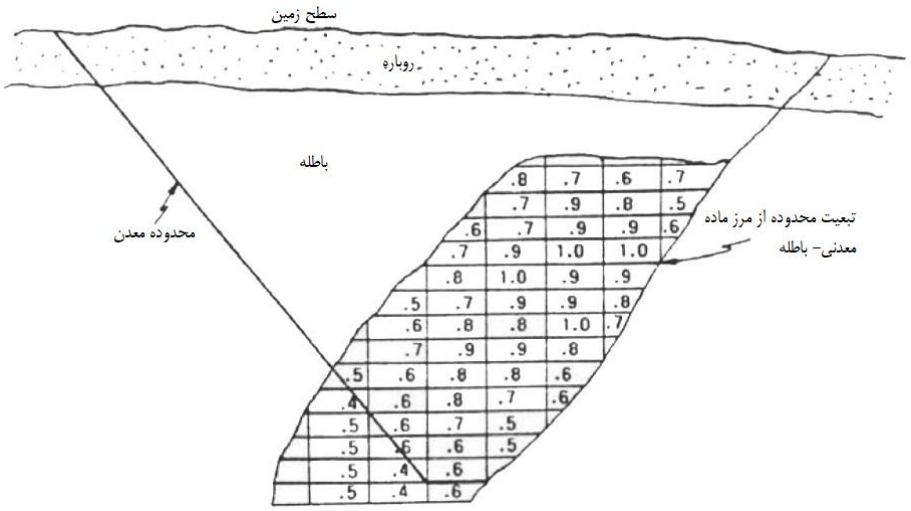
از آنجا که برای هر دو دیواره سمت چپ و راست، نسبت باطله‌برداری کلی تقریبا با نسبت باطله‌برداری سربه‌سری مساوی است، محدوده نهایی معدن در این مقطع به دست آمده است.

پ- قرارگیری یک دیواره و کف معدن در ماده معدنی

در این حالت یکی از دیواره‌های معدن در ماده معدنی قرار دارد (شکل ۴-۶). فرض بر این است که شیب دیواره سمت راست کاواک از مرز ماده معدنی- باطله تبعیت می‌کند و این دیواره تقریبا بر روی مرز باطله قرار دارد. در این حالت تمام عرض کف برای محاسبه نسبت باطله‌برداری سربه‌سری به دیواره سمت چپ اضافه می‌شود.

شیب سمت چپ معدن ۵۰ درجه، جرم مخصوص روباره، باطله و ماده معدنی همگی ۲/۶۵ تن بر مترمکعب و حداقل عرض کف معدن ۳۰ متر فرض می‌شود و منحنی نسبت باطله‌برداری- عیار ماده معدنی مطابق شکل ۴-۶ است.

نحوه کار مشابه حالات قبل است، با این تفاوت که تمام عرض کف معدن به دیواره سمت چپ اضافه می‌شود. محاسبات برای یک گزینه اولیه در جدول ۴-۹ ارایه شده است.



شکل ۴-۶- یک مقطع عرضی از معدن که یک دیواره و کف معدن در ماده معدنی قرار دارد.

جدول ۴-۹- عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری برای گزینه اولیه (دیواره چپ)

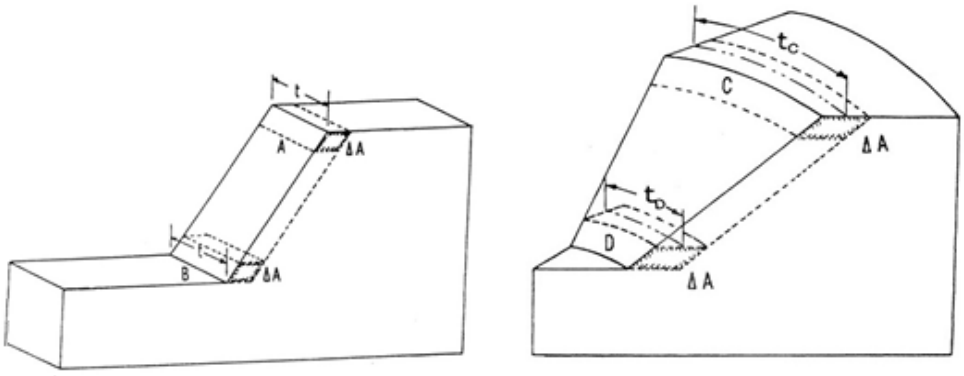
	طول روباره (متر)	طول باطله (متر)	طول ماده معدنی (متر)	عیار (درصد)
			-	-
			-	-
			۱۳	۰/۵
			۱۶	۰/۴
	۴۰	۱۹۱	۱۶	۰/۶
			۱۶	۰/۶
			۱۶	۰/۴
			۳۰	۰/۶
جمع	۴۰	۱۹۱	۱۰۷	-

نسبت باطله‌برداری سربه‌سری: ۲/۲۱ نسبت باطله‌برداری کلی: ۲/۱۶

از آنجا که برای دیواره سمت چپ، نسبت باطله‌برداری کلی تقریبا با نسبت باطله‌برداری سربه‌سری مساوی است، محدوده نهایی معدن در این مقطع به دست آمده است.

۴-۲-۲- تعیین محدوده نهایی در مقاطع شعاعی

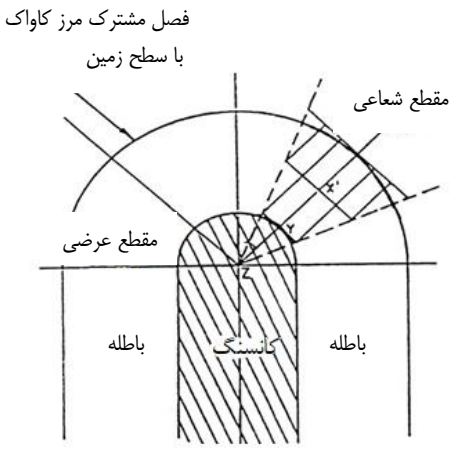
برای تعیین محدوده نهایی در دو انتهای کاواک از مقاطع شعاعی استفاده می‌شود. تفاوت اصلی این مقاطع با مقاطع عرضی در اختلاف حجم اجزای مشابه در کف کاواک و بالای آن است و این تفاوت حجم از تفاوت ضخامت اجزا در پایین و بالای کاواک ناشی می‌شود (شکل ۴-۷). به دلیل این تفاوت، در مقاطع شعاعی نمی‌توان نسبت باطله‌برداری را با تقسیم ساده طول باطله به طول ماده معدنی بر روی خط مرزی به دست آورد.



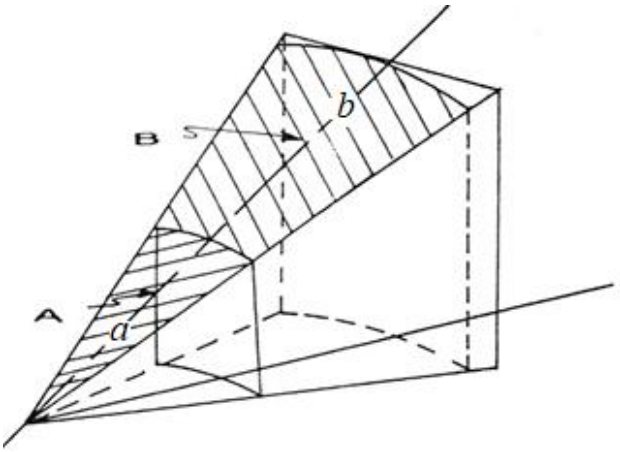
ب الف

شکل ۴-۷- اختلاف مقاطع شعاعی و عرضی (الف- اختلاف حجم اجزا در کف و بالای مقاطع شعاعی. ب- یکسان بودن حجم اجزا در کف و بالای مقاطع عرضی)

ناحیه تاثیر هر مقطع عرضی از میانه مقطع قبلی تا وسط مقطع بعدی آن است و ضخامت محدوده تاثیر از بالا تا کف کاواک ثابت است، در حالی که ناحیه تاثیر مقاطع شعاعی شکل قطاعی دارد و ضخامت محدوده تاثیر آن‌ها از بالا تا کف کاواک متغیر است (شکل‌های ۴-۸ و ۴-۹). برای تعیین محدوده نهایی در مقاطع شعاعی، روش ارایه شده برای مقاطع عرضی باید اصلاح شود. این کار با تهیه یک منحنی که نسبت باطله‌برداری اندازه‌گیری شده (ظاهری) را به نسبت باطله‌برداری واقعی تبدیل می‌کند، انجام می‌شود. تفاوت بین نسبت‌های باطله‌برداری واقعی و اندازه‌گیری شده (ظاهری) در شکل‌های ۴-۱۰ و ۴-۱۱ نشان داده شده است.



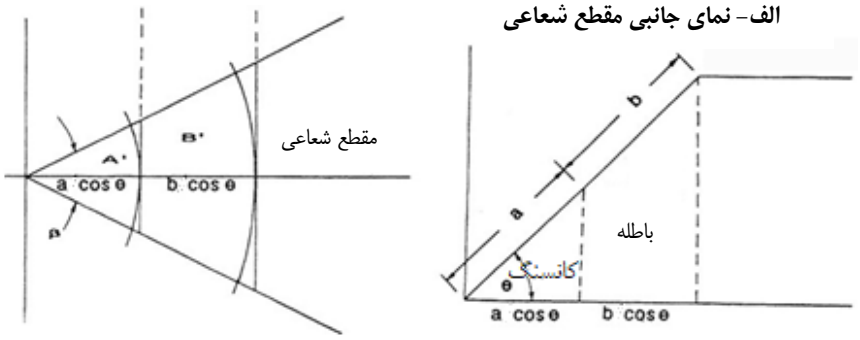
شکل ۴-۸- ناحیه تاثیر مقطع شعاعی



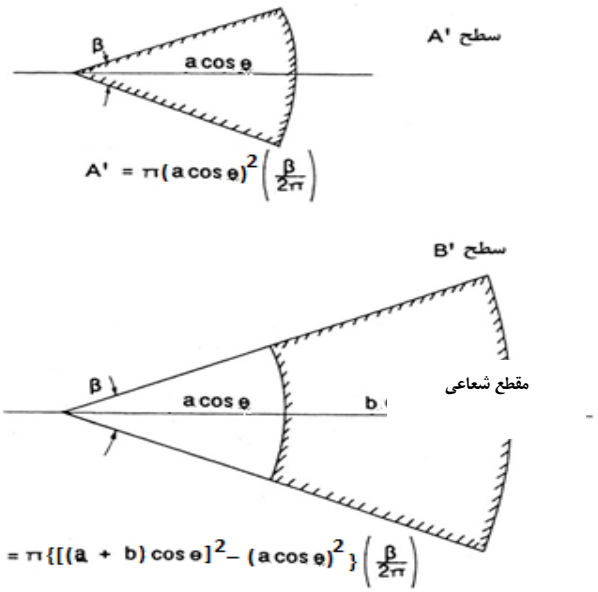
شکل ۴-۹- نمای سه‌بعدی مقطع شعاعی

ب- نمای افقی مقطع شعاعی

الف- نمای جانبی مقطع شعاعی



شکل ۴-۱۰- نماهای جانبی و افقی مقطع شعاعی شکل ۴-۹: الف) نمای جانبی و ب) نمای افقی



شکل ٤-۱۱- سطح مربوط به ماده معدنی و باطله در مقاطع شعاعی

در شکل ۴-۹ سطح ماده معدنی با A و سطح باطله با B مشخص شده است. طبق شکل ۴-۱۰- الف نسبت باطله‌برداری اندازه‌گیری شده یا ظاهری (SR_m) از رابطه ۴-۴ محاسبه می‌شود.

$$SR_m = \frac{b}{a} \qquad (۴-۴)$$

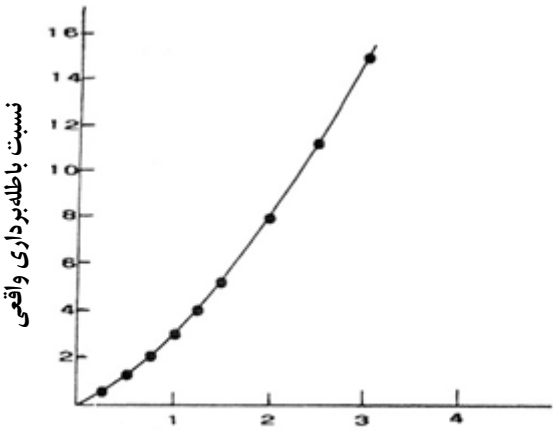
نسبت باطله‌برداری واقعی برابر نسبت سطح B به سطح A است که معادل نسبت تصویر این سطوح بر روی سطح افق یعنی B' و A' است. با محاسبه مساحت B' و A' نسبت باطله‌برداری واقعی (SR_t) از رابطه ۴-۵ به دست می‌آید.

$$SR_t = \frac{B'}{A'} = \frac{(a+b)^2 - a^2}{a^2} = (1 + b/a)^2 - 1 \qquad (۵-۴)$$

با مقایسه رابطه‌های ۴-۴ و ۴-۵، رابطه ۴-۶ به دست می‌آید.

$$SR_t = (1+SR_m)^2 - 1 = SR_m^2 + 2SR_m a \qquad (۶-۴)$$

همان‌طور که دیده می‌شود نسبت باطله‌برداری واقعی تابعی درجه دوم از نسبت باطله‌برداری ظاهری است که نمودار آن در شکل ۴-۱۲ نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۲- نمودار تبدیل نسبت باطله‌برداری ظاهری به نسبت باطله‌برداری واقعی

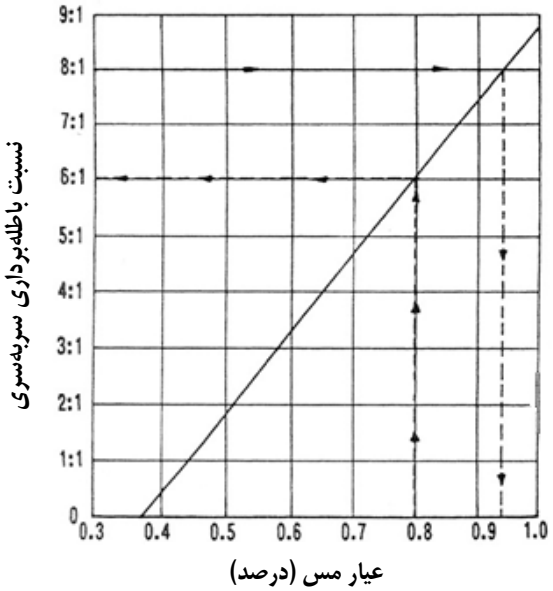
مراحل تعیین محدوده در مقاطع شعاعی به شرح زیر است:

الف- مانند مقاطع عرضی، محلی برای دیواره نهایی حدس زده شده و بر روی آن عیار متوسط ماده معدنی و نسبت باطله‌برداری ظاهری محاسبه می‌شود. به عنوان مثال، فرض می‌شود در یک مقطع عیار متوسط ماده معدنی ۰٫۸ درصد و نسبت باطله‌برداری ظاهری ۲:۱ باشد.

ب- با توجه به عیار متوسط ماده معدنی (۰٫۸ درصد) از روی نمودار نسبت باطله‌برداری سربه‌سری- عیار (شکل ۴-۱۳)، نسبت باطله‌برداری سربه‌سری ۶ به دست می‌آید.

پ- با استفاده از نمودار شکل ۴-۱۲ و رابطه ۴-۶، برای نسبت باطله‌برداری ظاهری ۲:۱ نسبت باطله‌برداری واقعی معادل ۸ به دست می‌آید.

ت- نسبت باطله‌برداری واقعی با نسبت باطله‌برداری سربه‌سری مقایسه شده و درباره توسعه یا کوچک کردن محدوده معدن تصمیم‌گیری می‌شود. در مورد این مثال با توجه به آنکه نسبت باطله‌برداری واقعی بیش از نسبت باطله‌برداری سربه‌سری است، باید محدوده فرضی کوچکتر شود.



شکل ۴-۱۳- مثالی از نحوه محاسبه نسبت باطله‌برداری برای مقاطع شعاعی

۴-۳- روش‌های کامپیوتری تعیین محدوده نهایی

در روش‌های کامپیوتری تعیین محدوده نهایی معادن روباز، فرآیند طراحی تسریع و دقت محاسبات بالا می‌رود. برای تعیین محدوده نهایی معدن با استفاده از روش‌های کامپیوتری، ابتدا مدل بلوکی اقتصادی کانسار تهیه می‌شود و سپس با استفاده از الگوریتم‌های مختلف طراحی که مشخصات تعدادی از آن‌ها در جدول ۴-۱۰ ارایه شده است، محدوده نهایی معدن به دست می‌آید. در ادامه از بین این روش‌ها دو روش اصلی پرکاربرد مخروط شناور و لرچ- گروسمن به همراه روش مخروط شناور اصلاح شده (مخروط شناور II) با تفصیل بیشتر شرح داده می‌شود.

۴-۴- روش مخروط شناور

روش مخروط شناور یکی از ساده‌ترین راه‌های تعیین محدوده نهایی معادن روباز است. در این روش برای هر کدام از بلوک‌های با ارزش خالص مثبت یک مخروط وارون با زاویه راس معادل شیب پایدار معدن طوری ساخته می‌شود که راس آن در بلوک مثبت و قاعده آن بر روی سطح زمین قرار گیرد، سپس مجموع ارزش بلوک‌های واقع در این مخروط محاسبه می‌شود و در صورت مثبت بودن این مجموع، تمام بلوک‌های واقع در داخل مخروط استخراج و به محدوده نهایی معدن اضافه می‌شوند و در غیر این صورت فرآیند با بلوک‌های مثبت دیگر ادامه می‌یابد.

در روش مخلوط شناور دوبعدی این مراحل برای بلوک‌های واقع در مقاطع انجام می‌شود. مراحل تعیین محدوده نهایی در هر کدام از مقاطع به شرح زیر است:

- مخروط وارونی به ارتفاع یک بلوک در طول بلوک‌های واقع در بالاترین افق مقطع شناور می‌شود. اگر بلوکی با ارزش مثبت وجود داشته باشد، آن بلوک استخراج و به محدوده نهایی اضافه می‌شود.

- پس از بررسی همه بلوک‌های افق اول، ارتفاع مخروط وارون بزرگتر شده و راس آن به افق دوم منتقل می‌شود. مخروط جدید در این افق تا رسیدن به اولین بلوک با ارزش خالص مثبت شناور می‌شود. اگر مجموع ارزش بلوک‌های درون این مخروط مثبت باشد، بلوک‌ها استخراج و مخروط به محدوده نهایی اضافه می‌شود و در غیر این صورت مخروط رها شده و حرکت به سمت بلوک مثبت بعدی ادامه می‌یابد و همین فرآیند برای همه بلوک‌های مثبت افق دوم تکرار می‌شود.

- پس از بررسی همه بلوک‌های افق دوم، ارتفاع مخروط وارون بزرگتر شده و راس آن به افق بعدی منتقل می‌شود و فرآیند برای این افق و افق‌های بعدی تا رسیدن به کف مقطع ادامه می‌یابد.

- مجموعه بلوک‌های استخراج شده طی مراحل قبلی، محدوده نهایی معدن را در مقطع مشخص می‌کنند و ارزش کاواک در این مقطع برابر حاصل جمع ارزش خالص بلوک‌های استخراج شده است.

پس از مشخص شدن محدوده نهایی معدن در مقاطع مختلف، با ادغام محدوده‌های نهایی مقاطع و در صورت لزوم انجام هموارسازی، محدوده نهایی سه‌بعدی به دست می‌آید.

به عنوان مثال شکل ۴-۱۴ مقطعی از مدل بلوکی اقتصادی یک کانسار را نشان می‌دهد. در این مثال ابعاد بلوک‌ها یکسان و زاویه شیب پایدار دیواره ۴۵ درجه است. این مقطع ۸ بلوک با ارزش مثبت دارد، بنابراین ۸ مخروط وارون منطبق بر این بلوک‌ها باید ارزیابی شوند.

مراحل تعیین محدوده نهایی در این مقطع با استفاده از روش مخروط شناور در شکل ۴-۱۵ نشان داده شده است. جستجو برای یافتن بلوک‌های ماده معدنی از افق اول آغاز می‌شود. در این افق دو بلوک با ارزش ۱+ وجود دارد که برای برداشتن آن‌ها نیاز به استخراج هیچ بلوک باطله‌ای نیست. این دو بلوک استخراج می‌شوند و در محدوده نهایی قرار می‌گیرند و ارزش محدوده تا این زمان برابر ۲+ است (شکل ۴-۱۵- الف).

جدول ٤-١٠- الگوریتم‌های تعیین محدوده معادن روباز

توسعه‌دهنده (گان)	اساس روش	نوع الگوریتم	سال انتشار
لرچ- گروسمن[1]	نظریه نمودار[2]	ریاضی	۱۹۶۵
پانا[3] و همکاران	مخروط شناور[4]	ابتکاری	۱۹۶۵
جانسون[5]	شبکه و حداکثر جریان	ریاضی	۱۹۶۸
کوروبوف[6]	کوروبوف	ابتکاری	۱۹۷۴
جانسون و شارپ[7]	دو و نیم‌بعدی لرچ وگروسمن	تلفیقی	۱۹۷۴
ماترون[8]	پارامتری کردن	ابتکاری	۱۹۷۵
کونیگسبرگ[9]	برنامه‌ریزی پویا	ریاضی	۱۹۸۲
ویکله[10] و رایت[11]	برنامه‌ریزی پویا	ریاضی	۱۹۸۴
رایت	مخروط شناور سه‌بعدی	ابتکاری	۱۹۸۷
رایت	مسیر پویا	تلفیقی	۱۹۸۷
هوتاگوسول[12] و کامرون[13]	الگوریتم حمل و نقل	ریاضی	۱۹۹۲
ژائو[14] و کیم[15]	نظریه نمودار	ریاضی	۱۹۹۲
دود[16] و اونر[17]	کوروبوف اصلاح شده	ابتکاری	۱۹۹۳
دنبای[18] و شافیلد[19]	الگوریتم ژنتیک	ابتکاری	۱۹۹۴
فریمپونگ[20] و آچیرکو[21]	شبکه‌های عصبی مصنوعی	ابتکاری	۱۹۹۷
تولوینسکی[22] و آندروود[23]	سیمپلکس دوگان	ریاضی	۱۹۹۸
رایت	مخروط شناورII	ابتکاری	۱۹۹۹
خالوکاکایی و همکاران	لرچ و گروسمن با شیب متغیر	ریاضی	۲۰۰۰

1- Lerch and Grossman algorithm
2- Graph theory
3- Pana
4- Floating cone method
5- Johnson
6- Korobov algorithm
1- Sharp
2- Materon
3- Koenigsberg
4- Wilke
5- Wright
6- Huttagosol
7- Cameron
8- Zaho
9- Kim
10- Dowd
11- Onur
12- Denby
13- Schofield
14- Frimpong
15- Achireko
16- Tolwinski
17- Underwood

i \ j	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
۱	−۲	−۳	+۱	+۱	−۲	−۷	−۸
۲	−۵	−۹	−۱	+۲	+۳	−۴	−۹
۳	−۸	−۹	+۶	+۱۲	+۵	−۸	−۹
۴	−۹	−۹	−۹	−۱	+۳	−۸	−۹

شکل ۴-۱۴- مقطعی از بلوک اقتصادی یک کانسار

از آنجا که هیچ بلوک مثبت دیگری در ردیف اول باقی نمانده است، ادامه بررسی به افق دوم منتقل می‌شود. بلوک مثبت بعدی در سطر دوم و ستون چهارم قرار دارد. ارزش مخروط این بلوک صفر است، بنابراین این مخروط نباید برداشته شود (شکل ۴-۱۵-ب). مخروط بعدی بر روی بلوک واقع در ردیف ۲، ستون ۵ ساخته می‌شود. ارزش این مخروط برابر با ۶- = ۳+ ۷- ۲- و منفی است (شکل ۴-۱۵- پ)، بنابراین این مخروط نیز نباید استخراج شود.

بلوک مثبت بعدی در سطر سوم و ستون سوم قرار دارد. ارزش این مخروط برابر است با (شکل ۴-۱۵- ت):

۹- = ۶+ ۲+ ۱- ۹- ۲- ۳- ۲-

ارزش مخروط منفی است، بنابراین این مخروط نیز رها می‌شود و الگوریتم برای یافتن بلوک مثبت بعدی به جستجوی خود ادامه می‌دهد. بلوک مثبت بعدی با ارزش ۱۲+ در سطر سوم و ستون چهارم قرار دارد. ارزش مخروط این بلوک برابر است با (شکل ۴-۱۵- ث):

۴+ = ۱۲+ ۳+ ۲+ ۱- ۷- ۲- ۳-

ارزش مخروط این بلوک مثبت است، بنابراین بلوک‌های درون مخروط استخراج و به محدوده نهایی اضافه می‌شوند. ارزش کلی محدوده تعیین شده تا این مرحله از جمع ارزش خالص بلوک‌های استخراج شده به دست می‌آید که برابر ۶+ است.

بلوک مثبت بعدی بلوک سطر سوم و ستون پنجم است که ارزش مخروط ساخته شده بر روی آن ۷- و منفی است (شکل ۴-۱۵- ج). این مخروط نیز در محدوده نهایی قرار نمی‌گیرد.

بلوک مثبت آخر با ارزش ۳+ در سطر چهارم و ستون پنجم واقع است که امکان ساختن یک مخروط وارون کامل بر روی آن وجود ندارد. از آنجا که هیچ بلوک مثبت دیگری برای بررسی باقی نمانده است، الگوریتم به پایان می‌رسد و محدوده بهینه با ارزش ۶+ به دست می‌آید.

در روش مخروط شناور سه‌بعدی، مخروط‌های وارون ساخته شده بر روی بلوک‌های مثبت سه‌بعدی‌اند و مراحل بررسی مشابه روش مخروط شناور دوبعدی است.

روش مخروط شناور یک الگوریتم جستجوگر ابتکاری است و نارسایی‌هایی دارد که موجب می‌شود محدوده نهایی به دست آمده از طریق آن ضرورتا بهینه نباشد. در ادامه به سه مورد از این نارسایی‌ها اشاره می‌شود.

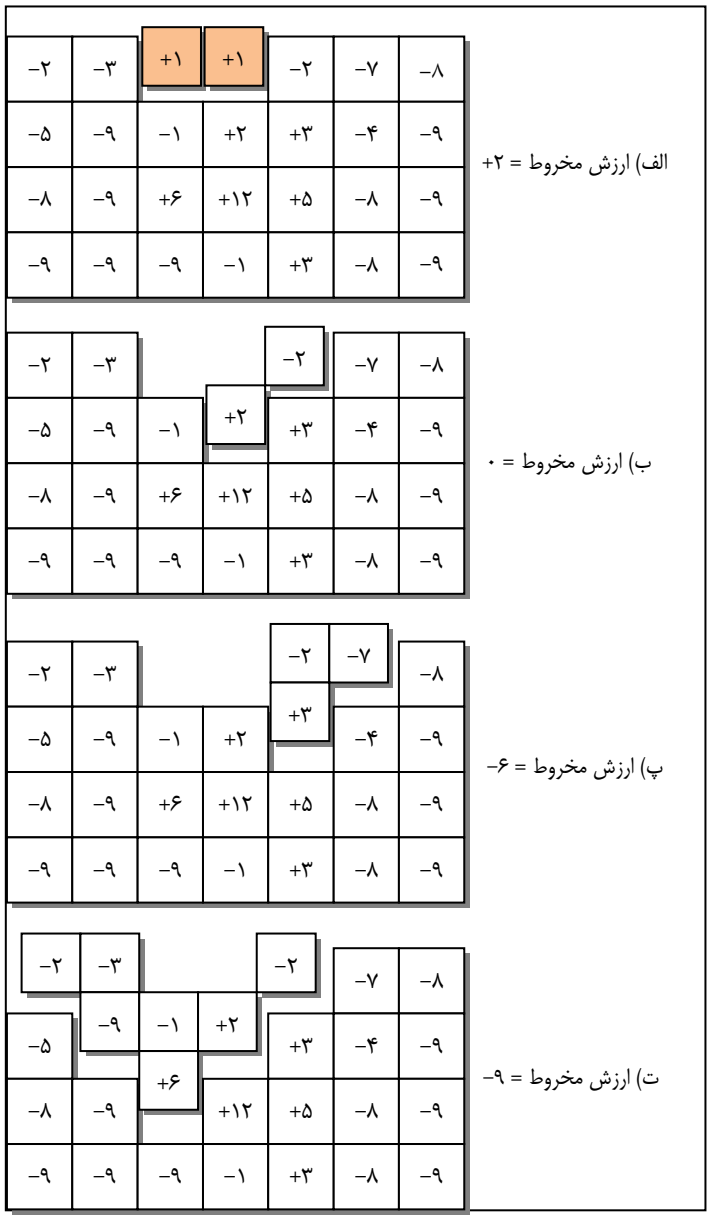
الف- از دست دادن ترکیبی از بلوک‌های سودآور

روش مخروط شناور یک روش بدون حافظه است که در آن مخروط هر بلوک مثبت به تنهایی و بدون در نظر گرفتن مخروط‌های دیگری که با آن بلوک مثبت بلوک‌های منفی همپوشان دارند، بررسی می‌شود. یک بلوک مثبت ممکن است به تنهایی قادر به استخراج یک بلوک منفی درون مخروط خود نباشد، ولی ترکیب آن با بلوک‌های مثبتی که در این بلوک منفی مشترک‌اند، استخراج آن بلوک منفی مشترک را توجیه کند. از اشتراک دو یا چند بلوک مثبت برای برداشت بلوک‌های منفی با عنوان مساله پشتیبانی دو طرفه[1] یاد می‌شود.

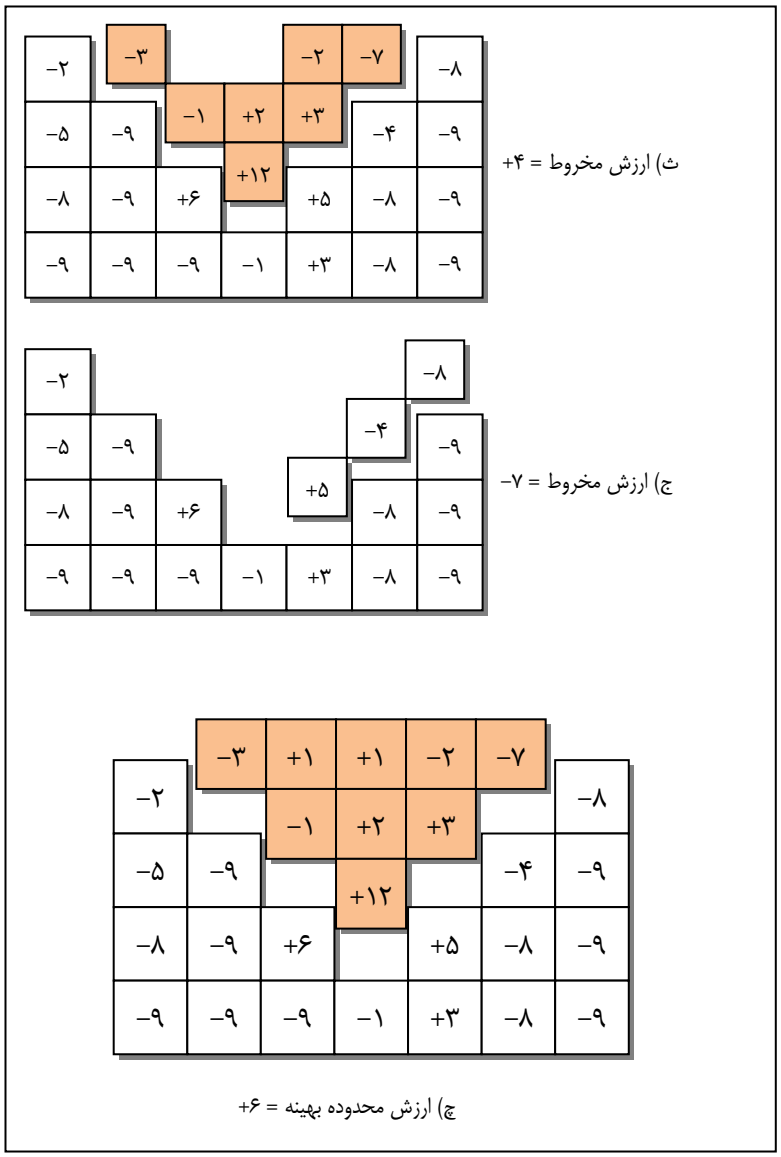
به عنوان مثال مقطع شکل ۴-۱۶ از یک مدل بلوکی اقتصادی است که در این مقطع ۳ بلوک با ارزش مثبت وجود دارد که مخروط منطبق بر آن‌ها باید ارزیابی شود.

مراحل تعیین محدوده نهایی در این مقطع با استفاده از روش مخروط شناور در شکل ۴-۱۷ نشان داده شده است. ارزش نهایی کاواک به دست آمده برابر ۱+ است.

1- The mutual support problem



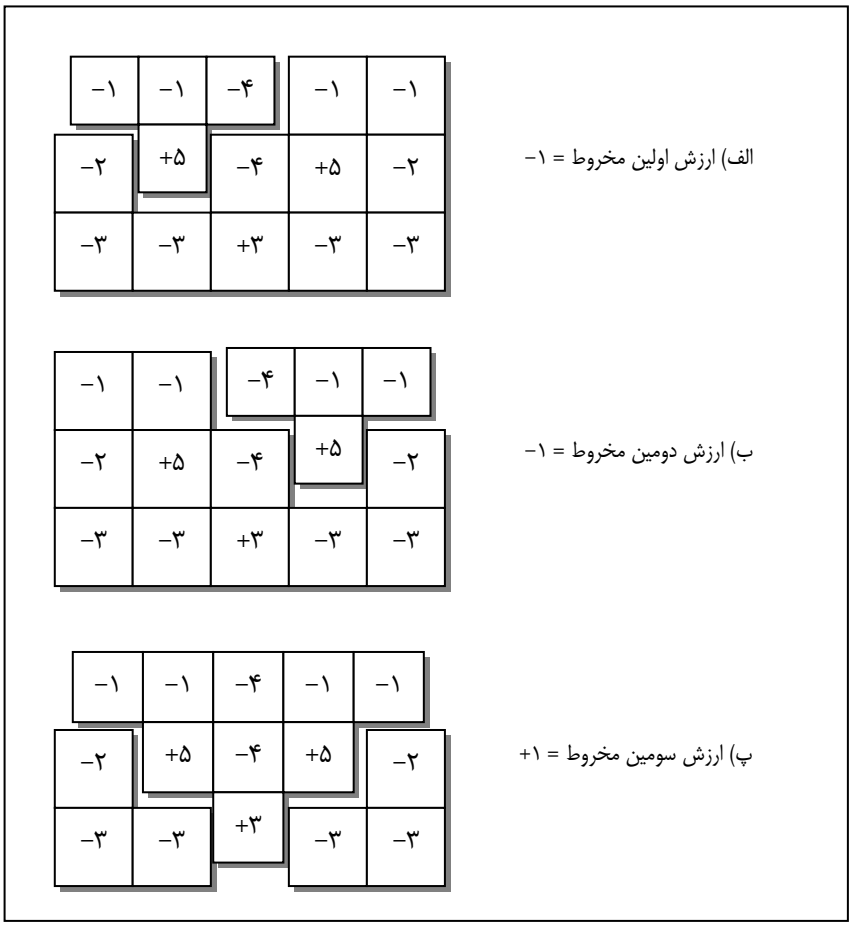
شکل ۴-۱۵- مراحل تعیین محدوده نهایی در مقطع



ادامه شکل ۴-۱۵- مراحل تعیین محدوده نهایی در مقطع

i \ j	۱	۲	۳	۴	۵
۱	-۱	-۱	-۴	-۱	-۱
۲	-۲	+۵	-۴	+۵	-۲
۳	-۳	-۳	+۳	-۳	-۳

شکل ۴-۱۶- مقطعی از بلوک اقتصادی یک کانسار

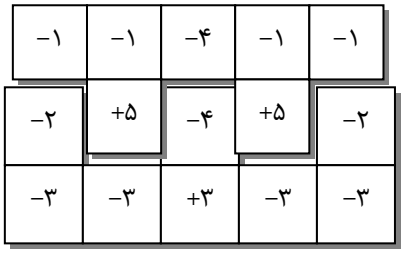


شکل ۴-۱۷- مراحل تعیین محدوده نهایی در مقطع

همان‌گونه که در شکل ۴-۱۷ دیده می‌شود بلوک‌های مثبت واقع در سطر ۲ (ستون‌های ۲ و ۴) به تنهایی قادر به برداشت بلوک‌های منفی درون مخروط خود نیستند. اگر مخروط باطله‌برداری مشترک این دو بلوک مطابق شکل ۴-۱۸ مورد توجه قرار گیرد، ارزش اقتصادی کاواک حاصل برابر است با:

$$-۱ + ۵ - ۱ - ۴ - ۱ + ۵ - ۱ = +۲$$

با توجه به مثبت بودن ارزش ترکیب مخروط دو بلوک مثبت یاد شده، استخراج مخروط ترکیبی توجیه دارد که دلیل این تفاوت مشترک بودن یک بلوک منفی در دو مخروط است و روش مخروط شناور متعارف قادر به تشخیص آن نیست.



شکل ۴-۱۸- ترکیب دو مخروط

ب- تعیین نشدن محدوده بهینه

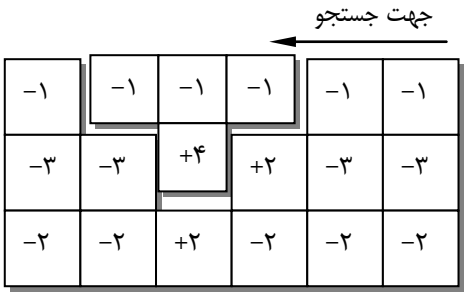
در روش مخروط شناور، محدوده نهایی به دست آمده ضرورتا بهینه نیست. همان‌طور که در مثال قبلی دیده شد، ارزش محدوده نهایی به دست آمده برای مدل بلوکی شکل ۴-۱۶ در روش مخروط شناور ۱+ است، در حالی که در این مقطع مطابق شکل ۴-۱۸ محدوده‌ای با ارزش ۲+ نیز وجود دارد که با مخروط شناور شناسایی نشده است.

پ- وابستگی به جهت جستجو

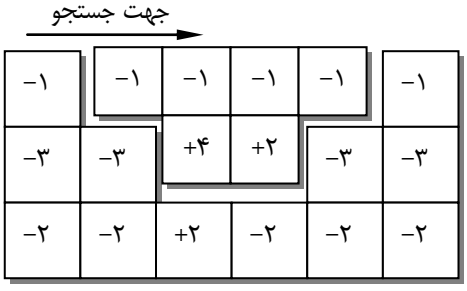
در روش مخروط شناور در صورتی که جهت جستجوی بلوک‌های مثبت در افق‌ها تغییر کند، ممکن است برای یک مقطع واحد محدوده‌هایی با ارزش‌های متفاوت به دست آید. به عنوان مثال در مقطع شکل ۴-۱۹ اگر جستجو برای یافتن بلوک‌های مثبت از راست به چپ انجام شود، ارزش محدوده به دست آمده ۱+ (شکل ۴-۲۰) و اگر جستجو از چپ به راست انجام شود، ارزش محدوده حاصل ۲+ است (شکل ۴-۲۱).

-۱	-۱	-۱	-۱	-۱	-۱
-۳	-۳	+۴	+۲	-۳	-۳
-۲	-۲	+۲	-۲	-۲	-۲

شکل ۴-۱۹- یک مدل دوبعدی از مقطع قائم یک کانسار



شکل ۴-۲۰- جهت جستجو از راست به چپ، ارزش محدوده ۱+



شکل ۴-۲۱- جهت جستجو از چپ به راست، ارزش محدوده ۲+

۴-۵- روش مخروط شناور II

در روش مخروط شناور II جستجو از سطح زمین برای شناسایی افق‌های حاوی بلوک یا بلوک‌های با ارزش مثبت شروع می‌شود. پس از رسیدن به اولین افق حاوی بلوک‌های مثبت، مخروط‌های منطبق بر تمام بلوک‌های مثبت افق

تشکیل و ارزش اقتصادی آن‌ها تعیین می‌شود. ابتدا باارزش‌ترین مخروط افق بدون توجه به علامت استخراج شده و ارزش کاواک مساوی ارزش این مخروط در نظر گرفته می‌شود. پس از برداشته شدن این مخروط، توپوگرافی سطح زمین به روز می‌شود و دوباره مخروط‌های منطبق بر بلوک‌های مثبت باقی‌مانده در این افق تشکیل و مخروط با بیشترین ارزش اقتصادی استخراج شده و ارزش این مخروط به ارزش کاواک حالت قبل افزوده می‌شود. این عمل تا استخراج همه بلوک‌های مثبت افق مورد نظر تکرار می‌شود و سپس همین عملیات در افق‌های پایین‌تر تا برداشتن تمامی بلوک‌های مثبت مقطع ادامه می‌یابد.

در نهایت منحنی ارزش تجمعی کاواک در مراحل مختلف رسم می‌شود. نقطه بیشینه این منحنی نشانگر مرحله‌ای است که استخراج مخروط‌ها تا آن مرحله به بیشترین ارزش اقتصادی منجر می‌شود.

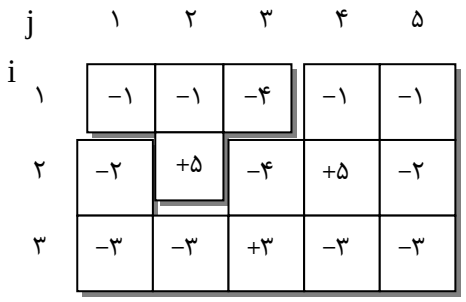
به عنوان مثال در مدل بلوکی شکل ۴-۲۲ افق شماره ۲ اولین افق حاوی بلوک‌های مثبت است. در این افق ارزش بلوک‌های واقع در ستون‌های ۲ و ۴ مثبت است. همان‌گونه که در شکل ۴-۲۳ دیده می‌شود، ارزش مخروط مربوط به هر دو بلوک مساوی ۱- است، بنابراین یکی از این مخروط‌ها، مثلا مخروط مربوط به بلوک واقع در ستون ۲ استخراج می‌شود. پس از برداشته شدن این مخروط توپوگرافی سطح زمین به صورت شکل ۴-۲۲ درمی‌آید. ارزش کاواک حاصل تا این مرحله ۱- است.

مخروط مربوط به تنها بلوک مثبت باقی‌مانده در افق شماره ۲ تشکیل می‌شود. ارزش این مخروط برابر است با:

$$-۱ -۱ +۵ = +۳$$

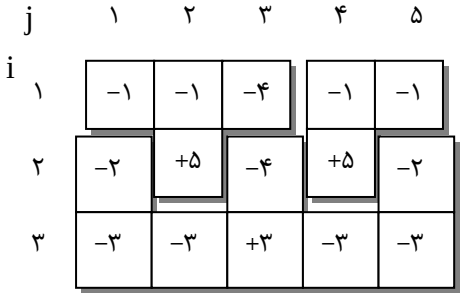
با برداشته شدن این مخروط، توپوگرافی سطح زمین به صورت شکل ۴-۲۳ درمی‌آید. ارزش تجمعی کاواک حاصل تا این مرحله برابر است با:

$$\text{ارزش کاواک در مرحله ۲} = -۱ +۳ = +۲$$



ارزش کاواک شماره یک = −۱

شکل ۴-۲۲– کاواک شماره یک



ارزش کاواک شماره دو = ۲+

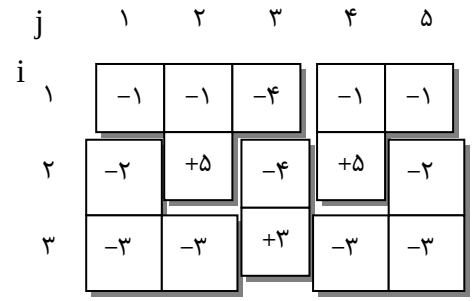
شکل ٤-۲۳– کاواک شماره ۲

عملیات در افق ۲ پایان می‌یابد. در افق ۳ فقط یک بلوک با ارزش مثبت وجود دارد که ارزش مخروط مربوط به آن برابر است با:

−۴ +۳ = −۱

با برداشته شدن این مخروط، توپوگرافی سطح زمین به صورت شکل ۴-۲۴ درمی‌آید. ارزش تجمعی کاواک حاصل تا این مرحله برابر است با:

ارزش کاواک در مرحله ۳ = −۱ +۲ = +۱



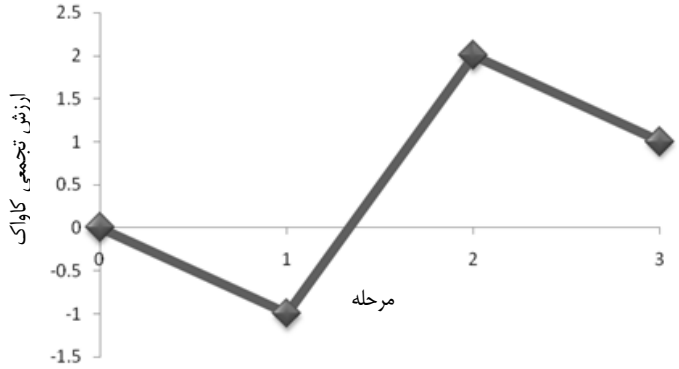
ارزش کاواک شماره سه = ۱+

شکل ۴-۲۴– کاواک شماره ۳

با توجه به استخراج مخروط همه بلوک‌های مثبت، الگوریتم به انتها می‌رسد. همان‌طور که در جدول ۴-۱۱ و شکل ۴-۲۵ دیده می‌شود، ارزش کاواک در مرحله ۲ بیشینه است، بنابراین محدوده نهایی کاواک به دست آمده تا این مرحله است (شکل ۴-۲۳).

جدول ۴-۱۱- ارزش کاواک، ارزش مخروط در مراحل مختلف

مرحله	ارزش بلوک	ارزش مخروط	ارزش کاواک
۱	+۵	-۱	-۱
۲	+۵	+۳	+۲
۳	+۳	-۱	+۱



شکل ۴-۲۵- نمودار ارزش کاواک تجمعی برای مراحل مختلف

روش مخروط شناور سه‌بعدی نیز همان نارسایی‌های روش مخروط شناور دوبعدی را دارد و برای اصلاح آن مشابه آنچه در مورد مقطع دوبعدی عمل شد، می‌توان از روش مخروط شناور II سه‌بعدی استفاده کرد.

۴-۶- روش دوبعدی لرچ- گروسمن

لرچ و گروسمن با به کارگیری برنامه‌ریزی پویا[1] الگوریتمی ریاضی ارایه کردند که یکی از الگوریتم‌های پرکاربرد است و بهینه بودن محدوده نهایی حاصل از آن تضمین می‌شود. برای تشریح این روش از مقطع شکل ۴-۲۶ استفاده می‌شود. ارزش اقتصادی بلوک واقع در سطر i و ستون j با m_{ij} نشان داده می‌شود.

1- Dynamic programming

i \ j	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
۱	−۲	−۳	+۱	+۱	−۲	−۷	−۸
۲	−۵	−۹	−۱	+۲	+۳	−۴	−۹
۳	−۸	−۹	+۶	+۱۲	+۵	−۸	−۹
۴	−۹	−۹	−۹	−۱	+۳	−۸	−۹

شکل ۴-۲۶- ارزش اقتصادی بلوک‌ها

برای استخراج بلوک واقع در سطر i و ستون j باید کلیه بلوک‌هایی که در بالای آن قرار دارند، برداشته شوند، بنابراین در ارزیابی هر بلوک مفروض باید کلیه بلوک‌های بالاسری آن نیز مورد توجه قرار گیرد. برای این کار مقطع جدیدی آماده می‌شود که در آن به جای ارزش بلوک ارزش تجمعی بلوک و بلوک‌های بالاسری آن (M_{ij}) درج شده است.

$$M_{ij} = \sum_{k=1}^{i} m_{kj} \qquad (۷-۴)$$

به عنوان مثال در شکل ۴-۲۶ برای بلوک سطر ۳ و ستون ۳:

$$M_{33} = \sum_{k=1}^{3} m_{k3} = m_{13} + m_{23} + m_{33} = -2 + 3 + 5 = 6$$

این فرآیند در جدول ۴-۱۲ برای همه بلوک‌های ستون $j = 3$ انجام شده است.

جدول ۴-۱۲- محاسبه ارزش ستونی برای بلوک‌های واقع در ستون ۳

شماره سطر	ارزش خالص	ارزش ستونی
۱	−۲	−۲
۲	+۳	(−۲) + (+۳) = +۱
۳	+۵	(−۲) + (+۳) + (+۵) = +۶
۴	+۳	(−۲) + (+۳) + (+۵) + (+۳) = +۹

نتیجه انجام این فرآیند بر روی همه بلوک‌ها در شکل ۴-۲۷ نشان داده شده است. در این شکل یک افق صفر ($i = 0$) متشکل از بلوک‌های هوا با ارزش صفر به بالای مقطع اضافه شده است. در الگوریتم لرچ و گروسمن از سطر صفر برای شروع و پایان عملیات طراحی محدوده نهایی استفاده می‌شود.

j / i	۰	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰	۰
۱		−۲	−۳	+۱	+۱	−۲	−۷	−۸
۲		−۷	−۱۲	۰	+۳	+۱	−۱۱	−۱۷
۳		−۱۵	−۲۱	+۶	+۱۵	+۶	−۱۹	−۲۶
۴		−۲۴	−۳۰	−۳	+۱۴	+۹	−۲۷	−۳۵

شکل ۴-۲۷- محاسبه ارزش ستونی برای کلیه بلوک‌های مقطع

برای استخراج بلوک واقع در سطر i و ستون j علاوه بر بلوک‌های بالاسری در ستون j، باید بلوک‌های داخل مخروط باطله‌برداری آن بلوک نیز استخراج شوند. برای اعمال این محدودیت، از بین سه بلوک مجاور در ستون قبلی (ستون ۱ - j) باارزش‌ترین بلوک انتخاب و مجموع عدد درج شده بر روی آن و بلوک اصلی (سطر i و ستون j) که با P_{ij} نشان داده شده است، جایگزین عدد پیشین بر روی بلوک اصلی شده و یک پیکان از بلوک اصلی به سمت بلوک انتخاب شده رسم می‌شود. این کار از بلوک واقع در سطر ۱ و ستون ۱ آغاز و سپس برای تمام بلوک‌های ستون اول از بالا به پایین و بعد از آن بلوک‌های واقع در ستون‌های بعدی انجام می‌شود. طی این فرآیند ممکن است مقدار P_{ij} بعضی از بلوک‌ها به دلیل نامعلوم بودن P_{ij} هر سه بلوک مجاور آن‌ها مجهول باقی بماند. این بلوک‌ها به دلیل محدودیت مربوط به پایداری شیب دیواره‌ها، در خارج از محدوده کاواک نهایی قرار می‌گیرند. مقدار P_{ij} را برای بلوک‌های مختلف می‌توان از رابطه ۴-۸ محاسبه کرد.

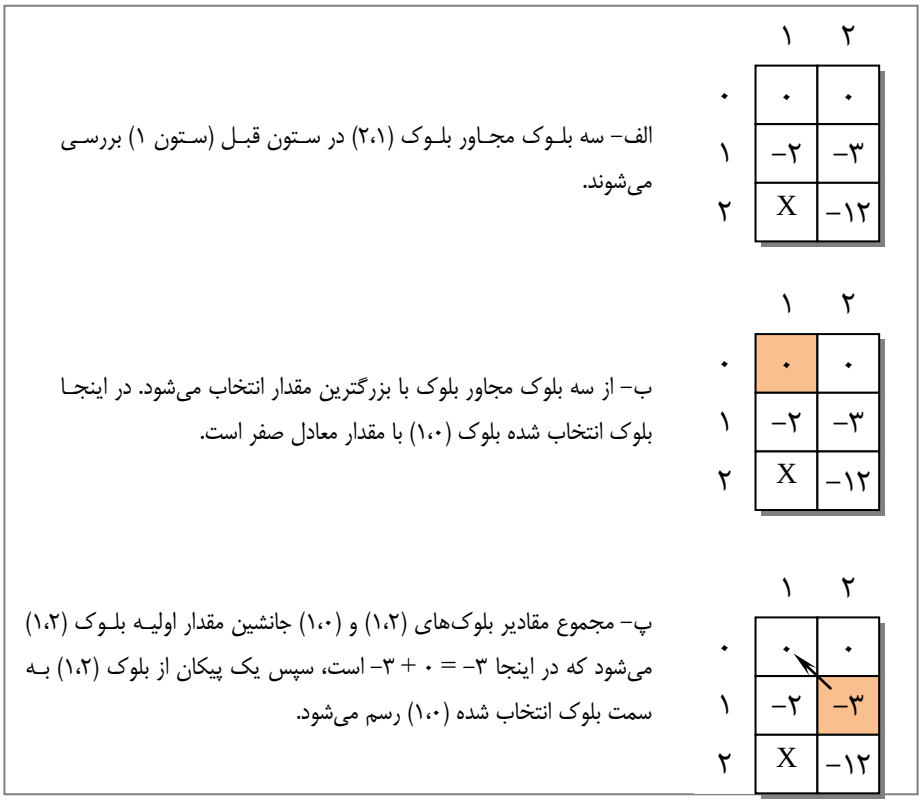
$$P_{ij} = \begin{cases} 0 & i = 0 \\ M_{ij} + \max\left(P_{i-1,j-1}, P_{i,j-1}, P_{i+1,j-1}\right) & i > 0 \end{cases} \qquad (۸-۴)$$

نحوه انجام فرآیند بر روی بلوک واقع در سطر ۱، ستون ۲ در شکل ۴-۲۸ و نتیجه کار پس از تکمیل فرآیند تا پایان ستون سوم در شکل ۴-۲۹ نشان داده شده است.

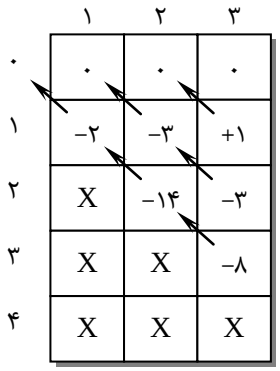
پس از تکمیل فرآیند اگر در سطر اول مقطع جدید حداقل یک بلوک با P_{ij} مثبت وجود داشته باشد، در آن مقطع یک کاواک سودآور شناسایی شده است. در صورت وجود بیش از یک بلوک با P_{ij} مثبت در سطر اول، بلوک با بیشترین P_{ij} به عنوان نقطه شروع انتخاب شده و پیکان‌ها تا رسیدن به سطح زمین در سمت دیگر مقطع تعقیب می‌شود. مسیر پیکان‌ها مرز کاواک بهینه را در این مقطع مشخص می‌کنند که ارزش این کاواک (مجموع ارزش خالص بلوک‌های درون

کاواک) برابر مقدار درج شده بر روی بلوک آغازین است. اگر در یک مقطع در انتهای فرآیند تمام بلوک‌های سطر اول منفی باشند، در آن مقطع کاواک سودآور وجود ندارد.

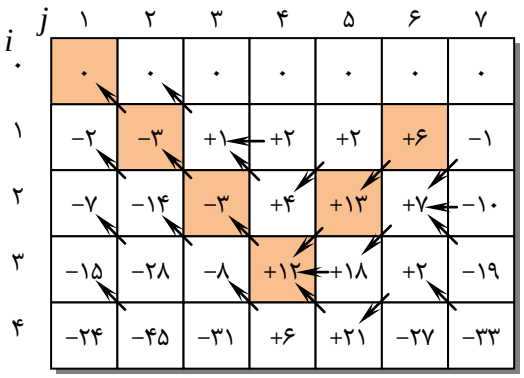
شکل ۴-۳۰ نتیجه نهایی انجام فرآیند بر روی مقطع شکل ۴-۲۶ را نشان می‌دهد که در آن بیشترین مقدار P_{ij} در بلوک‌های سطر اول ۶+ است. با شروع از این بلوک و تعقیب پیکان‌ها، کاواک نهایی بهینه شکل ۴-۳۱ به دست می‌آید که ارزش آن همان ۶+ (مقدار درج شده بر روی بلوک آغازین شکل ۴-۳۰) است.



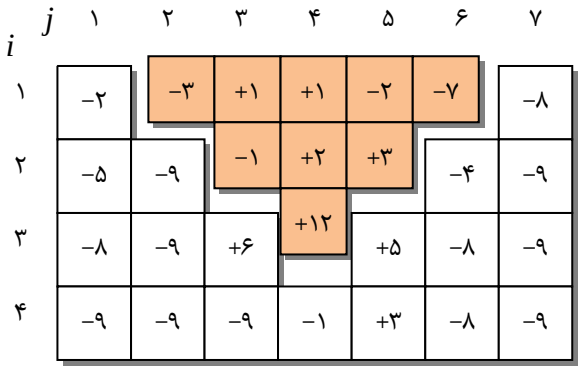
شکل ۴-۲۸- روش تعیین ارزش بیشینه تجمعی و جهت بیشینه شدن ارزش



شکل ۴-۲۹- پیشروی فرآیند تا ستون سوم و تعیین کاواک با دنبال کردن پیکان‌ها

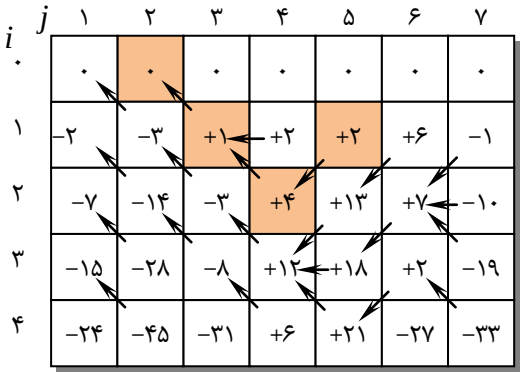


شکل ۴-۳۰- پیشروی فرآیند در کل مقطع



شکل ۴-۳۱- تعیین کاواک بهینه در این مقطع

در صورت انتخاب بلوک واقع در ستون ۶ سطر اول به عنوان بلوک آغازین و تعقیب پیکان‌ها (شکل ۴-۳۴)، کاواک شکل ۴-۳۵ حاصل می‌شود که ارزش آن برابر مقدار درج شده بر روی بلوک آغازین یعنی ۲+ است.



شکل ۴-۳۲- پیشروی فرآیند در کل مقطع از بلوک $P_{1,10}$

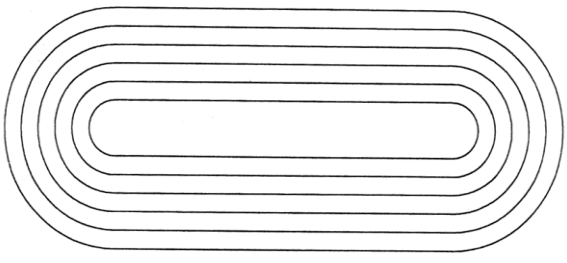
i \ j	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
۱	−۲	−۳	+۱	+۱	−۲	−۷	−۸
۲	−۵	−۹	−۱	+۲	+۳	−۴	−۹
۳	−۸	−۹	+۶	+۱۲	+۵	−۸	−۹
۴	−۹	−۹	−۹	−۱	+۳	−۸	−۹

٤-۳۳- تعیین کاواک (غیربهینه) در این مقطع

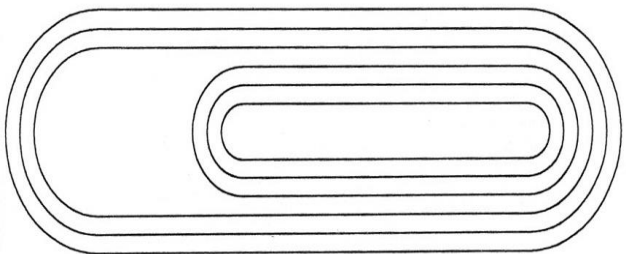
۴-۷- تهیه طرح سه‌بعدی کاواک

پس از مشخص شدن حدود نهایی کاواک بر روی مقاطع، باید همه این مقاطع به عنوان یک مجموعه یکپارچه ارزیابی و در یک طرح کاواک سه‌بعدی ادغام شوند. جور کردن مقاطعی که محدوده نهایی بر روی آن‌ها ممکن است سازگاری زیادی با هم نداشته باشند، نیازمند هموارسازی و تعدیل مقاطع مختلف است. برای تسهیل طراحی و محاسبات تلاش می‌شود در هموارسازی از الگوهای هندسی ساده استفاده شود. برای بهینه باقی ماندن محدوده نهایی، نسبت باطله‌برداری متوسط طی فرآیند تلفیق و هموارسازی کنترل می‌شود تا تغییر معنی‌داری پیدا نکند. همچنین تا حد ممکن از به کارگیری الگوهایی مانند برآمدگی یا دماغه در دیواره‌های کاواک که ممکن است مشکلاتی را در زمینه پایداری این دیواره‌ها ایجاد کنند، پرهیز می‌شود.

ساده‌ترین راه تلفیق مقاطع و ایجاد طرح کاواک سه‌بعدی استفاده از پلان افق‌های مختلف است. با استفاده از این پلان‌ها ذخیره نهایی کانسنگ قابل استخراج را نیز می‌توان برآورد کرد. از تلفیق پلان افق‌های مختلف پلان مرکب معدن[1] که شکل توپوگرافی زمین را پس از خاتمه استخراج کاواک نهایی بازنمایی می‌کند، به دست می‌آید (شکل ۴-۳۴). پس از تهیه پلان مرکب در مراحل بعدی برنامه‌ریزی رمپ ارتباطی بین پله‌ها به نقشه مرکب کاواک اضافه می‌شود (شکل ۴-۳۵).

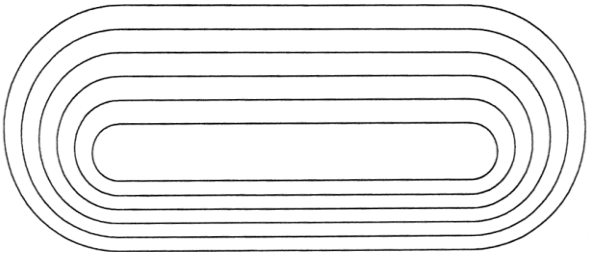


الف- پلان مرکب یک کاواک با زاویه شیب ثابت



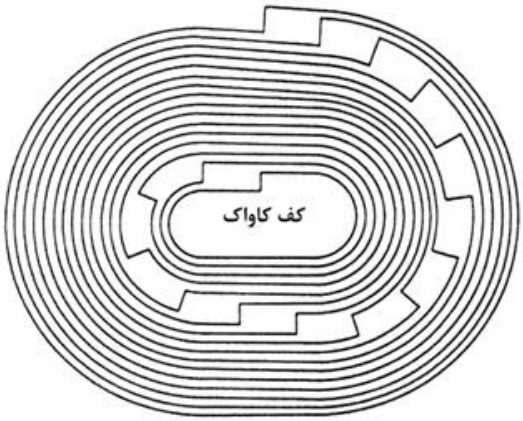
ب- پلان مرکب یک کاواک با یک پله عریض

1- Composite mine plan



پ- پلان مرکب یک کاواک با زوایای شیب مختلف در دیواره‌های شمالی و جنوبی

۴-۳۴- نمونه‌هایی از پلان مرکب کاواک



۴-۳۵- پلان مرکب کاواک پس از اضافه کردن رمپ

پیوست

مثال موردی

پ-۱- نمودار ارزش خالص و نسبت باطله‌برداری سربه‌سری نسبت به عیار

در یک مجتمع معدنی، کانسنگ مس در کارخانه فرآوری با بازیابی ۸۰ درصد به کنسانتره ۲۰ درصد مس تبدیل می‌شود. کنسانتره حاصل ابتدا در کارخانه ذوب به مس بلیستر (جوش‌دار) و سپس در واحد تصفیه به مس خالص تبدیل می‌شود. هدرروی مس در کارخانه ذوب ۵ کیلوگرم مس به ازای هر تن کنسانتره و در واحد تصفیه ۲/۵ کیلوگرم مس به ازای هر تن مس بلیستر است. قیمت هر کیلوگرم مس ۱۰۰ هزار ریال و اعتبار اضافی مربوط به محصولات جانبی با عیار رابطه خطی دارد و به ازای هر یک درصد مس در هر تن ماده معدنی معادل ۱۵۰ هزار ریال است. سایر اطلاعات اقتصادی عملیات در جدول پ-۱ ارایه شده است.

جدول پ-۱- اطلاعات لازم برای تعیین محدوده نهایی در مثال پ-۱

نوع هزینه	مقدار (هزار ریال)
هزینه استخراج هر تن ماده معدنی	۵۰
هزینه هر تن باطله‌برداری	۵۰
هزینه کارخانه فرآوری برای هر تن ماده معدنی	۱۴۰
هزینه‌های عمومی و اداری برای هر تن ماده معدنی	۲۸/۵
هزینه استهلاک ماشین‌آلات و سرمایه‌های قبل از تولید برای هر تن ماده معدنی	۴۳/۵
هزینه باربری و ذوب هر تن کنسانتره	۲۵۷۰
هزینه حمل و تصفیه هر تن مس بلیستر	۹۰۰۰
هزینه‌های عمومی کارخانه تصفیه و هزینه فروش و تحویل به ازای هر کیلوگرم مس	۸

پ-۱-۱- محاسبه ارزش خالص برای یک تن ماده معدنی با عیار متوسط ۰/۵۵ درصد مس

الف- محاسبه مقدار مس قابل فروش

- مس محتوی ماده معدنی $CC = \frac{0.55}{100} \times 1000 = 5.5$ کیلوگرم

- مس بازیابی شده از کارخانه فرآوری $RM = 5.5 \times \frac{80}{100} = 4.4$ کیلوگرم

- ضریب پرعیارسازی $CR = \frac{1000 \times 0.20}{4.4} = 45.45$

برای تولید یک تن کنسانتره با عیار ۲۰ درصد مس باید ۴۵/۴۵ تن ماده معدنی با عیار ۰/۵۵ درصد مس به کارخانه فرآوری ارسال شود. به عبارت دیگر کنسانتره حاصل از یک تن ماده معدنی با عیار ۰/۵۵ درصد مس برابر است با:

$\frac{1}{45.45} = 0.022$ تن

- مس بازیابی شده در کارخانه ذوب

مقدار هدرروی در ذوب به ازای هر تن کنسانتره ۵ کیلوگرم است و از هر تن ماده معدنی ۰/۰۲۲ تن کنسانتره به دست می‌آید، بنابراین هدرروی در مرحله ذوب برای هر تن ماده معدنی برابر است با:

$5 \times 0.022 = 0.11$ کیلوگرم

بنابراین مقدار مس بازیابی شده از هر تن کانسنگ پس از عملیات ذوب برابر است با:

$4.4 - 0.11 = 4.29$ کیلوگرم

- مس بازیابی شده در واحد تصفیه

از یک تن ماده معدنی با عیار ۰/۵۵ درصد مس، ۴/۲۹ کیلوگرم مس بلیستر به دست می‌آید، بنابراین ماده معدنی لازم برای تولید یک تن مس بلیستر برابر است با:

$\frac{1000}{4.29} = 233.1$ تن

هدرروی در مرحله تصفیه به ازای هر تن مس بلیستر ۲/۵ کیلوگرم است، بنابراین هدرروی در مرحله تصفیه برابر است با:

$\frac{2.5}{233.1} = 0.01$ کیلوگرم

بنابراین مس بازیابی شده در مرحله تصفیه از هر تن ماده معدنی برابر است با:

$RR = 4.29 - 0.01 = 4.28$ کیلوگرم

ب- محاسبه ارزش ناخالص برای هر تن ماده معدنی

قیمت هر کیلوگرم مس ۱۰۰ هزار ریال است و از آنجا که از هر تن ماده معدنی با عیار ۰/۵۵ درصد، می‌توان ۴/۲۸ کیلوگرم مس خالص به دست آورد، بنابراین ارزش مس استحصال شده از هر تن ماده معدنی ۴۲۸ هزار ریال است. علاوه بر مس، محصولات فرعی دیگری نیز در ماده معدنی وجود دارد که باعث افزایش ارزش ناخالص می‌شوند. طبق فرض مساله این اعتبار اضافی برای هر تن ماده معدنی با عیار ۰/۵۵ درصد مس برابر ۸۲/۵ = ۱۵۰ × ۰/۵۵ هزار ریال است، بنابراین ارزش ناخالص هر تن ماده معدنی برابر است با:

۴۲۸ + ۸۲/۵ = ۵۱۰/۵ هزار ریال

پ- محاسبه هزینه کلی مربوط به هر تن ماده معدنی

هزینه کلی شامل هزینه‌های عملیاتی، استهلاک ماشین‌آلات و سرمایه‌های پیش از تولید و هزینه ذوب، تصفیه و فروش است. در جدول پ-۲ نحوه محاسبه هزینه کلی برای هر تن ماده معدنی ارایه شده است.

جدول پ-۲- نحوه محاسبه هزینه کلی برای هر تن ماده معدنی با عیار ۰/۵۵ درصد مس

نوع هزینه	شرح	هزینه (هزار ریال)
هزینه‌های عملیاتی	استخراج	۵۰
	کارخانه فرآوری	۱۴۰
	عمومی و اداری	۰/۱۵×(۵۰+۱۴۰) = ۲۸/۵
	جمع هزینه‌های عملیاتی	۲۱۸/۵
استهلاک ماشین‌آلات و سرمایه‌های پیش از تولید		۰/۲ × ۲۱۸/۵ = ۴۳/۵
هزینه ذوب، تصفیه و فروش	هزینه حمل و ذوب کنسانتره حاصل از هر تن ماده معدنی	۰/۰۲۲ × ۲۵۷۰ = ۵۶/۵
	هزینه حمل و تصفیه مس بلیستر حاصل از هر تن ماده معدنی	۹۰۰۰ × ۰/۰۰۴۲۹ = ۱۰/۵
	هزینه عمومی کارخانه تصفیه و هزینه فروش و تحویل به ازای هر تن ماده معدنی	۸ × ۴/۲۸ = ۳۴/۲۴
	جمع هزینه ذوب، تصفیه و فروش	۱۲۹/۵
جمع کل		۳۹۱/۵

ت- محاسبه ارزش خالص هر تن ماده معدنی

ارزش خالص از کسر هزینه کلی از ارزش ناخالص به دست می‌آید، بنابراین برای یک تن ماده معدنی با عیار ۰/۵۵ درصد:

$$NV = 510.5 - 391.5 = 119$$

پ-۱-۲- محاسبه ارزش خالص برای یک تن ماده معدنی با عیار متوسط ۰/۳۵ درصد مس

ارزش خالص یک تن ماده معدنی با عیار متوسط ۰/۳۵ درصد به روشی مشابه عیار ۰/۵۵ قابل محاسبه است (جدول پ-۳).

پ-۱-۳- رسم منحنی ارزش خالص- عیار

طی مراحل قبلی ارزش خالص یک تن ماده معدنی با دو عیار مختلف محاسبه شد که نتایج در جدول پ-۳ درج شده است. اگر رابطه بین ارزش خالص و عیار خطی فرض شود، با استفاده از نتایج جدول پ-۴ معادله نمودار ارزش خالص- عیار از رابطه پ-۱ به دست می‌آید.

$$NV = 692.5g - 261.875 \qquad (پ-۱)$$

که در آن:

g عیار مس (درصد)

NV ارزش خالص (هزار ریال بر تن)

این نمودار در شکل پ-۱ نشان داده شده است.

جدول پ-۳- داده‌های لازم برای محاسبه عیار حد

هزینه‌ها بر حسب P	یک تن ماده معدنی با عیار	
	۰/۵۵ درصد مس	۰/۳۵ درصد مس
مس موجود در هر تن ماده معدنی (کیلوگرم)	۵/۵	۳/۵
مس بازیابی شده از هر تن ماده معدنی پس از فرآوری (کیلوگرم)	۴/۴	۲/۸
کنسانتره حاصل از هر تن ماده معدنی (تن)	۰/۰۲۲	۰/۰۱
مس بلیستر حاصل از هر تن ماده معدنی پس از عملیات ذوب (کیلوگرم)	۴/۲۹	۲/۷۳
مس خالص حاصل از هر تن ماده معدنی پس از عملیات تصفیه (کیلوگرم)	۴/۲۸	۲/۷۲
درآمد حاصل از فروش مس موجود در هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۴۲۸	۲۷۲/۵
درآمد حاصل از فروش محصولات جانبی موجود در هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۸۲/۵	۵۲/۵
درآمد کلی حاصل از هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۵۱۰/۵	۳۲۵
هزینه استخراج هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۵۰	۵۰
هزینه فرآوری هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۱۴۰	۱۴۰
هزینه‌های عمومی و اداری برای هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۲۸/۵	۲۸/۵
هزینه استهلاک ماشین‌آلات و سرمایه‌های قبل از تولید برای هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۴۳/۵	۴۳/۵
هزینه حمل و ذوب کنسانتره حاصل از هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۵۶/۵	۳۶
هزینه حمل و تصفیه مس بلیستر حاصل از هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۳۸/۵	۲۴/۵
هزینه‌های عمومی کارخانه تصفیه و هزینه فروش و تحویل به ازای هر کیلوگرم مس (هزار ریال)	۳۴	۲۲
جمع کل هزینه‌ها برای هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۳۹۱/۵	۳۴۴/۵
ارزش خالص حاصل از هر تن ماده معدنی (هزار ریال)	۱۱۹	-۱۹/۵
هزینه هر تن باطله‌برداری (هزار ریال)	۵۰	۵۰
نسبت باطله‌برداری سربه‌سری	۲/۳۸	-۰/۳۹

جدول پ-٤- دو نقطه از منحنی ارزش خالص- عیار

نقطه	عیار مس (درصد)	ارزش خالص (هزار ریال بر تن)
۱	۰/۵۵	۱۱۹
۲	۰/۳۵	-۱۹/۵

شکل پ-۱- منحنی ارزش خالص- عیار ماده معدنی

پ-۱-٤- رسم منحنی نسبت باطله‌برداری سربه‌سری- عیار

در سطر آخر جدول پ-۳ نسبت باطله‌برداری سربه‌سری برای دو عیار ۰/۵۵ و ۰/۳۵ درصد محاسبه شده است. اگر رابطه بین باطله‌برداری سربه‌سری و عیار خطی فرض شود، با استفاده از نتایج جدول پ-۵ معادله نمودار باطله‌برداری سربه‌سری- عیار از رابطه پ-۲ به دست می‌آید.

$$BESR = 13.85g - 5.24 \qquad (پ-۲)$$

این نمودار در شکل پ-۲ نشان داده شده است.

جدول پ-۵- دو نقطه از منحنی نسبت باطله‌برداری سربه‌سری- عیار

نقطه	عیار مس (درصد)	نسبت باطله‌برداری سربه‌سری
۱	۰/۵۵	۲/۳۸
۲	۰/۳۵	-۰/۳۹

شکل پ-۲- منحنی نسبت باطله‌برداری سربه‌سری- عیار ماده معدنی

پ-۱-۵- محاسبه عیار حد سربه‌سری

عیار حد سربه‌سری عیاری است که ارزش خالص متناظر آن صفر باشد. این نقطه را می‌توان از روی شکل پ-۱ و یا از حل معادله ارزش خالص- عیار به ازای ارزش خالص صفر ($NV = 0$) به دست آورد (رابطه پ-۳).

$$NV = 692.5g - 261.875 = 0 \quad \Rightarrow \quad g = 0.38\% \qquad \text{(پ-۳)}$$

پ-۲- مثال موردی برای تعیین محدوده نهایی کاواک با روش‌های مختلف

در شکل پ-۳ مقطعی از یک معدن روباز به همراه ارزش اقتصادی بلوک‌ها نشان داده شده است. محدوده نهایی کاواک در این مقطع به روش‌های مخروط شناور، مخروط شناور اصلاح شده و روش دوبعدی لرچ و گروسمن به دست می‌آید و ارزش اقتصادی این کاواک‌ها محاسبه می‌شود.

-۲	-۲	-۲	-۲	-۱	-۱
-۴	-۴	+۴	+۷	-۳	-۳
-۴	-۴	+۲	-۴	-۴	-۴

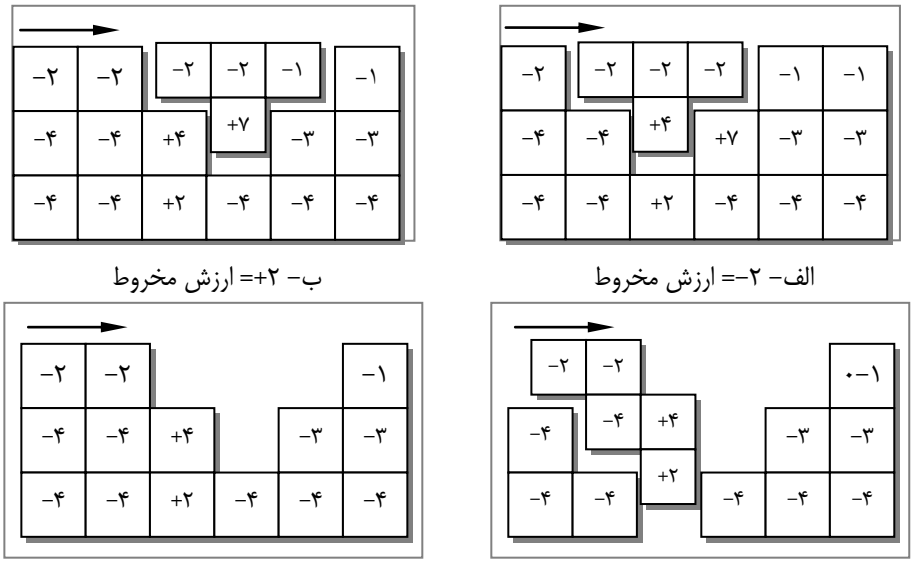
شکل پ-۳- مدل بلوکی- اقتصادی یک مقطع از یک کانسار

پ-۲-۱- روش مخروط شناور

در روش مخروط شناور، محدوده بهینه تعیین شده بر روی مدل بلوکی شکل پ-۳ در دو جهت مختلف متفاوت است.

الف- جهت جستجو از چپ به راست

مخروط محدوده بهینه با این روش در شکل پ-۴ نشان داده شده است.



الف- ۲-= ارزش مخروط

ب- ۲+= ارزش مخروط

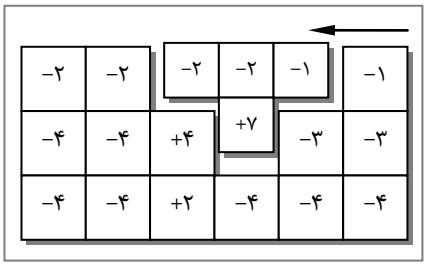
پ- ۲-= ارزش مخروط

ت- ۲+= کاواک بهینه با جستجو از چپ

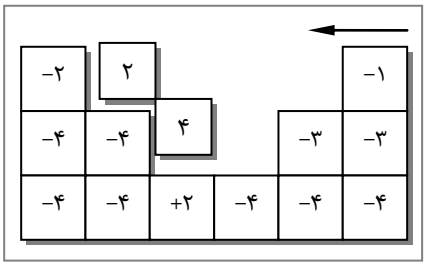
شکل پ-٤- یافتن محدوده نهایی مقطع شکل پ-۳ با استفاده از روش مخروط شناور با جهت جستجوی چپ به راست

ب- جهت جستجو از راست به چپ

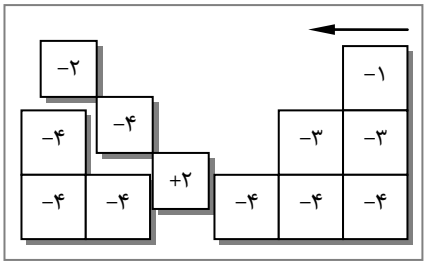
مخروط محدوده بهینه با این روش در شکل پ-۵ نشان داده شده است.



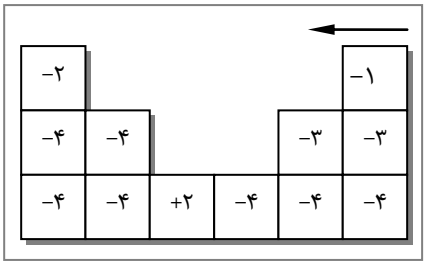
الف- ۲+= ارزش مخروط



ب- ۲+= ارزش مخروط، ۴+= ارزش تجمعی کاواک



پ- ۴-= ارزش مخروط

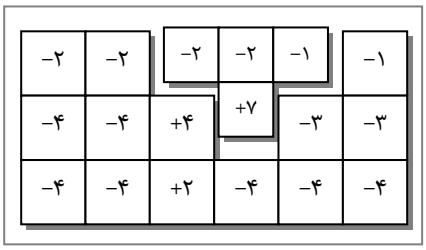


ت- ۴+= ارزش تجمعی کاواک بهینه

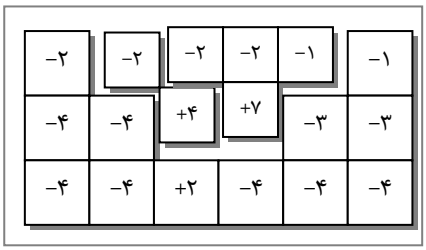
شکل پ-۵- یافتن محدوده نهایی مقطع شکل پ-۳ با استفاده از روش مخروط شناور با جهت جستجوی راست به چپ

پ-۲-۲- روش مخروط شناور II

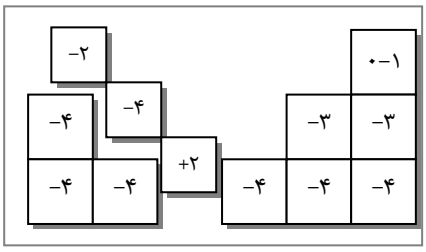
مخروط محدوده نهایی با روش مخروط شناور اصلاح شده در شکل پ-۶ و منحنی ارزش تجمعی کاواک در شکل پ-۷ نشان داده شده است.



مرحله اول



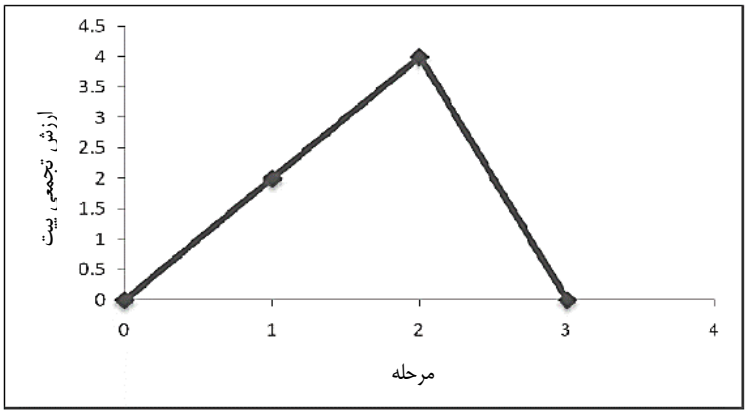
مرحله دوم



مرحله سوم

مرحله	ارزش بلوک	ارزش مخروط	ارزش کاواک
۱	+۷	+۲	+۲
۲	+۴	+۲	+۴
۳	+۲	-۴	۰

شکل پ-٦- یافتن محدوده نهایی مقطع شکل پ-۳ با استفاده از روش مخروط شناور اصلاح شده

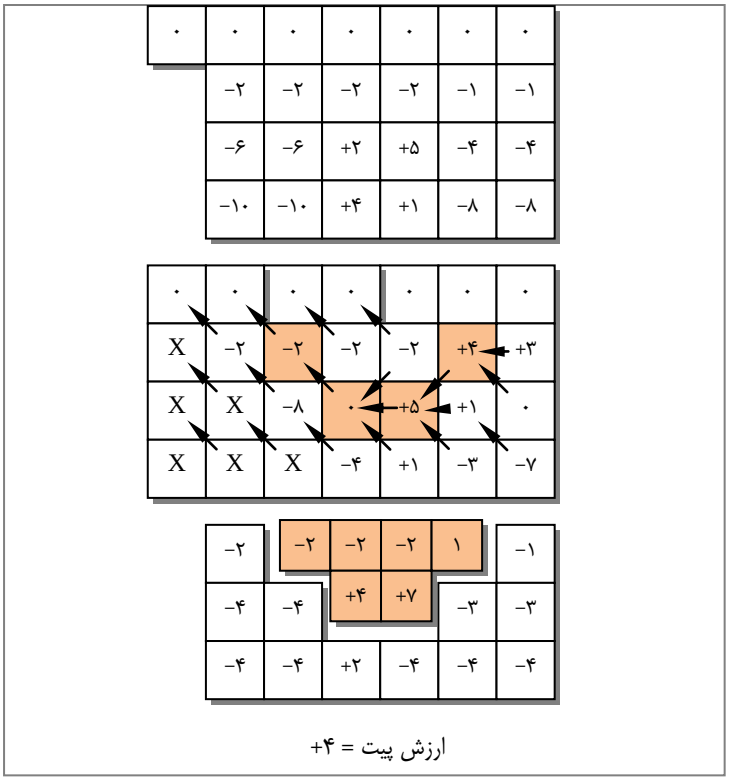


شکل پ-۷- ارزش تجمعی کاواک مقطع شکل پ-۳ با استفاده از روش مخروط شناور اصلاح شده

طبق شکل پ-۷ در روش مخروط شناور اصلاح شده کاواک مرحله ۲ با ارزش تجمعی ۴+ بالاترین ارزش تجمعی را دارد و کاواک نهایی است.

پ-۲-۳- روش لرچ- گروسمن دوبعدی

محدوده نهایی تعیین شده با روش لرچ و گروسمن دوبعدی در شکل پ-۸ نشان داده شده است.



شکل پ-۸- یافتن محدوده بهینه با استفاده از روش دوبعدی لرچ- گروسمن

عناوین پروژه‌های اکتشاف برنامه تهیه ضوابط و معیارهای معدن

ردیف	عنوان پروژه	شماره نشریه در سازمان برنامه و بودجه کشور	شماره نشریه در سازمان نظام مهندسی معدن ایران
۱	تعاریف و مفاهیم در فعالیت‌های معدنی، واژه‌ها و اصطلاحات پایه اکتشاف معدنی	۳۲۸	-
۲	مراحل مختلف اکتشاف زغال‌سنگ	۳۵۱	-
۳	دستورالعمل رده‌بندی ذخایر معدنی	۳۷۹	-
۴	راهنمای ملاحظات زیست‌محیطی در فعالیت‌های اکتشافی	٤۹۸	۱۳
۵	دستورالعمل تهیه نقشه‌های زمین‌شناسی- اکتشافی بزرگ‌مقیاس (مقیاس‌های ۱:۲۵,۰۰۰ و ۱:۲۰,۰۰۰ و رقومی کردن آن‌ها)	۵۳۲	۲۰
۶	فهرست خدمات مراحل چهارگانه اکتشاف سنگ آهن	۵۳٦	۱۷
۷	علایم استاندارد نقشه‌های زمین‌شناسی	۵۳۹	۲۳
۸	دستورالعمل اکتشاف ژئوشیمیایی بزرگ‌مقیاس رسوبات آبراهه‌ای (۱:۲۵,۰۰۰)	۵٤۰	۲٤
۹	فهرست خدمات مراحل چهارگانه اکتشاف مس	۵٤۱	۲۵
۱۰	فهرست خدمات اکتشافی سنگ‌ها و کانی‌های صنعتی (باریت، بنتونیت، زئولیت، سلستین، سیلیس، فلدسپار، فلوئورین)	۵٦٦	۳٦
۱۱	واژه‌ها و اصطلاحات پایه اکتشاف، استخراج و فرآوری مواد معدنی	۵٦۷	۳۷
۱۲	فهرست خدمات مراحل چهارگانه اکتشاف سرب و روی	۵۸۱	٤۰
۱۳	راهنمای مطالعات ژئوفیزیکی اکتشافی به روش‌های مغناطیس‌سنجی، گرانی‌سنجی و لرزه‌نگاری در اکتشافات معدنی	۵۹٤	۲۸
۱۴	فهرست خدمات مراحل چهارگانه اکتشاف آنتیموان	۵۹۵	۳٤
۱۵	فهرست خدمات مراحل مختلف اکتشاف کانی‌ها و سنگ‌های قیمتی و نیمه‌قیمتی	۵۹۹	٤۳
۱۶	فهرست خدمات و راهنمای مطالعات دورسنجی در اکتشاف مواد معدنی	٦۱۵	٤۵
۱۷	فهرست خدمات و دستورالعمل مراحل مختلف اکتشاف مواد اولیه تولید انواع سیمان	٦۱۷	٤۷
۱۸	فهرست خدمات و دستورالعمل بررسی‌های چاه‌پیمایی	٦۱۸	٤۸
۱۹	فهرست خدمات مراحل مختلف اکتشاف عناصر نادر خاکی	٦٤۸	۵۱
۲۰	فهرست خدمات مراحل مختلف اکتشاف قلع	٦٤۹	۵۲
۲۱	دستورالعمل آماده‌سازی و اندازه‌گیری عناصر در کانسنگ آهن	٦۵۲	۵٤
۲۲	دستورالعمل آماده‌سازی، تهیه نمونه و مطالعات میکروسکوپی و سیالات درگیر در نمونه‌های اکتشافی	٦۵۵	۵۵
۲۳	دستورالعمل اکتشافات ژئوشیمیایی محیط‌های سنگی در مقیاس ۱:۲۵,۰۰۰	٦۷۱	٦۲
۲۴	دستورالعمل یکسان‌سازی اسامی مواد معدنی	۲۳۱	٦۵
۲۵	راهنمای مطالعات ژئوفیزیکی به روش‌های مقاومت ویژه، پلاریزاسیون القایی، الکترومغناطیسی و پتانسیل خودزا در اکتشافات معدنی	۵۳۳	٦٦
۲۶	دستورالعمل تهیه گزارش پایان عملیات اکتشافی	٤۹۵	۷۰
۲۷	فهرست خدمات مراحل مختلف اکتشاف طلا	۷۰۳	۷۵
۲۸	دستورالعمل آماده‌سازی و اندازه‌گیری غلظت فلزات گرانبها (طلا، نقره و گروه پلاتین)	۷۰٤	۷۸
۲۹	دستورالعمل تهیه طرح اکتشاف مواد معدنی	۷۱۳	۸۰
۳۰	فهرست خدمات مراحل مختلف اکتشاف گچ و نمک	۷۲۱	۸۱
۳۱	دستورالعمل آماده‌سازی و اندازه‌گیری غلظت فلزات پایه (مس، روی و سرب)	۷۲۷	۸۲
۳۲	فهرست خدمات اکتشاف سنگ‌ها و کانی‌های صنعتی (پرلیت، دیاتومیت و ورمیکولیت)	۷۲۸	۸۳
۳۳	دستورالعمل اکتشافات ژئوشیمیایی خاک در مقیاس ۱:۲۵,۰۰۰	۷۳۰	۸۵

عناوین پروژه‌های اکتشاف برنامه تهیه ضوابط و معیارهای معدن

ردیف	عنوان پروژه	شماره نشریه در سازمان برنامه و بودجه کشور	شماره نشریه در سازمان نظام مهندسی معدن ایران
۳۴	راهنمای مطالعات GIS در مقیاس ناحیه‌ای و تعیین نواحی امیدبخش	۷۳۹	۸۷
۳۵	دستورالعمل اکتشاف ناحیه‌ای طلا به روش بلگ	۷۵۱	۹۱
۳۶	دستورالعمل فعالیت‌های زمین‌شناسی استخراجی	۷۵۵	۹۳
۳۷	دستورالعمل اکتشاف مواد معدنی به روش هیدروژئوشیمیایی	۷۷٤	۱۰۱
۳۸	دستورالعمل اکتشافات ژئوشیمیایی به روش‌های بیوژئوشیمیایی و ژئوبوتانی	۷۸۰	۱۰۷
۳۹	دستورالعمل آماده‌سازی و اندازه‌گیری غلظت عناصر نادر خاکی	در دست تدوین	
۴۰	فهرست خدمات مراحل مختلف اکتشاف شورابه‌ها	در دست تدوین	
۴۱	فهرست خدمات و دستورالعمل اکتشاف سنگ‌ها و کانی‌های صنعتی (نسوزها): خاک نسوز، منیزیت– هونتیت، بوکسیت، نسوزهای آلومینو سیلیکاته (کیانیت، سیلیمانیت و آندالوزیت)، گرافیت و دولومیت	در دست تدوین	
۴۲	دستورالعمل تخمین ذخیره	در دست تدوین	
۴۳	فهرست خدمات مراحل مختلف اکتشاف منابع پلاسری	در دست تدوین	

عناوین پروژه‌های کمیته استخراج برنامه تهیه ضوابط و معیارهای معدن

ردیف	عنوان پروژه	شماره نشریه در سازمان برنامه و بودجه کشور	شماره نشریه در سازمان نظام مهندسی معدن ایران
۱	تعاریف و مفاهیم در فعالیت‌های معدنی، واژه‌ها و اصطلاحات پایه استخراج معدنی	۳٤۰	-
۲	مقررات تهویه در معادن	۳۵۰	-
۳	مقررات فنی مواد منفجره و آتشباری در معادن	٤۱۰	-
۴	دستورالعمل تهیه نقشه‌های استخراجی معدن	٤٤۲	۸
۵	راهنمای ارزشیابی دارایی‌های معدنی	٤٤۳	۹
۶	دستورالعمل فنی روشنایی در معادن	٤۸۹	۱۰
۷	دستورالعمل امداد و نجات در معادن	٤۸۸	۱۸
۸	راهنمای تهیه گزارش‌های طراحی معدن	٤۹٦	۱۱
۹	دستورالعمل ترابری در معادن	۵۰٦	۱٤
۱۰	دستورالعمل توزیع هوای فشرده در معادن	۵۳۱	۱۹
۱۱	دستورالعمل طراحی و اجرای سیستم‌های نگهداری تونل‌های معدنی	۵۳۷	۲۱
۱۲	دستورالعمل تحلیل پایداری و پایدارسازی شیب‌ها در معادن روباز	۵۳۸	۲۲
۱۳	راهنمای محاسبه قیمت تمام شده در فعالیت‌های استخراج مواد معدنی	۵٤۲	۲٦
۱۴	دستورالعمل نگهداری و کنترل سقف در کارگاه‌های استخراج	۵۵۳	۲۹
۱۵	واژه‌ها و اصطلاحات پایه اکتشاف، استخراج و فرآوری مواد معدنی	۵٦۷	۳۷
۱۶	راهنمای آبکشی در معادن	۵۷۳	۳۸
۱۷	دستورالعمل طراحی هندسی بازکننده‌ها و حفریات زیرزمینی	۵۷۹	٤۱
۱۸	راهنمای ملاحظات زیست‌محیطی در فعالیت‌های استخراجی	٦۱۱	٤٤
۱۹	راهنمای ارزیابی و کنترل پیامدهای ناشی از انفجار در معادن سطحی	٦۱٦	٤٦
۲۰	راهنمای انتخاب روش استخراج ذخایر معدنی	٦۲۳	٤۹
۲۱	دستورالعمل تعیین مرز تغییر روش استخراج از روباز به زیرزمینی	٦۲۵	۵۰
۲۲	راهنمای کاربرد روش‌های عددی در طراحی ژئومکانیکی معادن	٦۵٦	۵٦
۲۳	راهنمای ارزیابی ایمنی، بهداشت و محیط زیست (HSE) در معادن	٦٦۹	٦۰
۲۴	راهنمای امکان‌سنجی پروژه‌های معدنی	۵۵۸	٦٤
۲۵	دستورالعمل پر کردن کارگاه‌های استخراج معادن زیرزمینی	۲۸۳	٦۹
۲۶	راهنمای برآورد بار و توزیع برق در معادن	۳۰٤	۷۱
۲۷	راهنمای گاززدایی در معادن زغال‌سنگ	۷۰۹	۷٦
۲۸	راهنمای ابزاربندی و رفتارنگاری در معادن روباز	۷۲۵	۸٤
۲۹	دستورالعمل بازرسی و تعمیر سیستم‌های نگهداری در حفریات معدنی	۷۲٦	۸٦
۳۰	راهنمای طراحی و احداث شبکه‌های زیرزمینی معادن	۷٤٦	۸۹
۳۱	دستورالعمل مطالعات زمین‌شناسی مهندسی ساختگاه تونل‌ها	۷٤۸	۹۲
۳۲	راهنمای مکان‌یابی و جانمایی تاسیسات و تجهیزات در معادن روباز	۷۵٦	۹٤
۳۳	راهنمای تخمین و کنترل نشست در معادن	۷۵۸	۹٦
۳۴	راهنمای مطالعه مخاطرات طبیعی در ساختگاه تونل‌ها	۷۷۰	۹۸
۳۵	دستورالعمل ایمنی در معادن زیرزمینی زغال‌سنگ	۷۷۵	۱۰۰
۳۶	دستورالعمل طراحی استخراج معادن سنگ‌های تزیینی و نما	۷۷٦	۱۰۲
۳۷	علایم استاندارد نقشه‌های معدنی	۷۷۱	۱۰٤
۳۸	راهنمای طراحی محدوده نهایی معادن روباز	۷۷۸	۱۰۵
۳۹	دستورالعمل طراحی ژئومکانیکی حفریات معدنی	۷۷۹	۱۰٦

عناوین پروژه‌های فرآوری برنامه تهیه ضوابط و معیارهای معدن

ردیف	عنوان پروژه	شماره نشریه در سازمان برنامه و بودجه کشور	شماره نشریه در سازمان نظام مهندسی معدن ایران
۱	راهنمای اکتشاف، استخراج و فرآوری سنگ‌های تزیینی و نما	۳۷۸	-
۲	تعاریف و مفاهیم در فعالیت‌های معدنی، واژه‌ها و اصطلاحات پایه فرآوری مواد معدنی	٤٤١	۷
۳	فهرست خدمات مرحله طراحی پایه واحدهای کانه‌آرایی و فرآوری مواد معدنی	٤۹۷	۱۲
۴	علایم استاندارد نقشه‌های کانه‌آرایی مواد معدنی	۵۰۸	۱۵
۵	راهنمای نرم‌افزاری علایم استاندارد نقشه‌های کانه‌آرایی مواد معدنی	۵۰۸	۲۷
۶	ضوابط مکان‌یابی واحدهای کانه‌آرایی و فرآوری	۵۱۵	۱٦
۷	ضوابط انجام آزمایش‌های کانه‌آرایی در مقیاس آزمایشگاهی، پایه و پیشاهنگ	۵٤٤	۳۱
۸	راهنمای انتخاب و محاسبه ظرفیت ماشین‌آلات و تجهیزات کارخانه کانه‌آرایی	۵٤۵	۳۲
۹	راهنمای انباشت مواد باطله در واحدهای کانه‌آرایی و فرآوری	۵۵۹	۳۳
۱۰	راهنمای سنگ‌جوری مواد معدنی به روش‌های دستی یا خودکار	۵۵٤	۳۰
۱۱	راهنمای حمل و نقل مواد معدنی در مدارهای کانه‌آرایی	۵٦٤	۳۹
۱۲	شناسایی مواد معدنی و آزادسازی آن‌ها در کانه‌آرایی	۵٦۵	۳۵
۱۳	واژه‌ها و اصطلاحات پایه اکتشاف، استخراج و فرآوری مواد معدنی	۵٦۷	۳۷
۱۴	معیارهای فنی انتخاب آسیای خودشکن و نیمه‌خودشکن	۵۸۰	٤۲
۱۵	دستورالعمل کنترل و خنثی‌سازی آرسنیک، سولفید و سیانید در آزمایشگاه‌های فرآوری	٦۵۱	۵۳
۱۶	دستورالعمل نمونه‌برداری در کانه‌آرایی	٦٦۰	۵۷
۱۷	دستورالعمل تعیین شاخص خردایش در آسیاهای مختلف	٦٦۱	۵۸
۱۸	راهنمای آزمایش‌های جدایش ثقلی در مقیاس آزمایشگاهی	٦٦۲	۵۹
۱۹	راهنمای انتخاب مدار خردایش مواد معدنی	٦۷۰	٦۱
۲۰	راهنمای افزایش مقیاس در واحدهای کانه‌آرایی	٦۷۲	٦۳
۲۱	راهنمای آزمایش‌های خشک‌کردن، تشویه و تکلیس در مقیاس آزمایشگاهی	۳۷۲	٦۷
۲۲	راهنمای پذیرش و نگهداری نمونه‌های معدنی در آزمایشگاه کانه‌آرایی	٦۸۰	٦۸
۲۳	راهنمای پوشش و تجهیزات حفاظتی کارکنان در واحدهای کانه‌آرایی	۵۱٤	۷۲
۲۴	راهنمای مخلوط‌سازی بار ورودی در کارخانه‌های فرآوری مواد معدنی	۵۷۲	۷۳
۲۵	فهرست کنترل کیفی بار ورودی، مواد در گردش و محصولات واحدهای کانه‌آرایی	۷۰۸	۷۷
۲۶	دستورالعمل دانه‌بندی مواد معدنی	۷۱۰	۷۹
۲۷	راهنمای نرمه‌زدایی در واحدهای کانه‌آرایی	۷۳۸	۸۸
۲۸	راهنمای آماده‌سازی نمونه در آزمایشگاه کانه‌آرایی	۷٤۹	۹۰
۲۹	راهنمای ملاحظات زیست‌محیطی در فعالیت‌های کانه‌آرایی	۷۵۷	۹۵
۳۰	راهنمای آزمایش‌های هیدرومتالورژی در مقیاس آزمایشگاهی	۷۵۹	۹۷
۳۱	راهنمای فرآوری کانسنگ‌های پلاسری آهن	۷۷۲	۹۹
۳۲	راهنمای محاسبات در آزمایش‌های کانه‌آرایی	۷٦۹	۱۰۳
۳۳	فهرست خدمات مهندسی تفصیلی واحدهای کانه‌آرایی	در دست تدوین	

خواننده گرامی

امور نظام فنی و اجرایی سازمان برنامه و بودجه کشور، با گذشت بیش از چهل سال فعالیت تحقیقاتی و مطالعاتی خود، افزون بر هفتصد عنوان نشریه تخصصی - فنی، در قالب آیین‌نامه، ضابطه، معیار، دستورالعمل، مشخصات فنی عمومی و مقاله، به‌صورت تالیف و ترجمه، تهیه و ابلاغ کرده است. ضابطه حاضر در راستای موارد یاد شده تهیه شده، تا در راه نیل به توسعه و گسترش علوم در کشور و بهبود فعالیت‌های عمرانی به کار برده شود. فهرست نشریات منتشر شده در سال‌های اخیر در سایت اینترنتی **nezamfanni.ir** قابل دستیابی می‌باشد.

Islamic Republic Of Iran
Plan and Budget Organization

Guideline for Ultimate Pit Limit Design

No.778

Deputy of Technical, Infrastructure and Production Affairs

Department of Technical and Executive Affairs

Consultants and Contractors

nezamfanni.ir

Ministry of Industry, Mine and Trade

Deputy of Mine Affairs and Mineral Industries

Office for Mining Supervision Affairs

http://www.minecriteria.mimt.gov.ir

2019

در این نشریه

الگوریتم‌های تعیین محدوده نهایی معادن روباز ارایه و پارامترهای موثر در تعیین محدوده نهایی، نحوه ساخت مدل بلوکی زمین‌شناسی و اقتصادی کانسار و الگوریتم‌های تعیین محدوده نهایی، معرفی و تشریح می‌شوند.