

دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن نفت و ژئوفیزیک

گروه استخراج معدن

پایان نامه کارشناسی ارشد

انتخاب روش استخراج و طراحی کارگاهها در معدن بوکسیت جاجرم

محقق

محسن جمشیدی

اساتید راهنما

دکتر محمد عطائی

دکتر فرهنگ سرشکی

استاد مشاور

مهندس رامین رضائیان

تیرماه ۱۳۸۷

چکیده

معدن بوکسیت جاجرم واقع در استان خراسان شمالی و در ۱۹ کیلومتری شمال شرق شهرستان جاجرم، یکی از بزرگ‌ترین معادن بوکسیت ایران است. این معدن با طولی بیش از ۱۲ کیلومتر به ۱۱ بلوک اصلی کاملاً مجزا تقسیم شده که در حال حاضر به صورت روباز استخراج می‌شوند و برای روش استخراج آن‌ها به روش زیرزمینی باید تصمیم‌گیری شود.

انتخاب روش استخراج زیرزمینی مناسب یکی از نکات مهم در معدن‌کاری می‌باشد. بدین منظور باید شرایط اجرائی و مشخصات روش‌های مختلف استخراج مورد توجه قرار گرفته و با توجه به شرایط کنسار روشی که بیش‌ترین انطباق را با آن داشته باشد، انتخاب شود. با توجه به میزان سرمایه‌گذاری بالا برای استخراج معدن، به کارگیری روش استخراج مناسب امری ضروری است. در گذشته روش‌های کمی و کیفی مختلفی برای این کار ارائه شده‌اند ولی با توجه به این که عوامل تاثیرگذار در انتخاب روش استخراج را نمی‌توان به صورت قطعی برای تمامی معادن مشخص کرد، این تکنیک‌ها الزاماً روش بهینه را ارائه نمی‌دهند.

در این تحقیق برای تعیین پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج معدن گل‌بینی ۸ از معادن بوکسیت جاجرم، پرسش‌نامه‌هایی تهیه شد که در آن‌ها کلیه معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج لحاظ شده بود و از متخصصین مختلف، خواسته شد تا به این پارامترها امتیازدهی کرده و میزان اهمیت هر یک را مشخص کنند. با بررسی پرسش‌نامه‌ها ۱۳ پارامتر به عنوان عوامل موثر در انتخاب روش شناخته و با توجه به شرایط معدن، ۶ روش استخراجی که از نظر فنی قابلیت اجرا داشتند به عنوان روش‌های ممکن برای استخراج، در نظر گرفته شدند و با استفاده از تکنیک‌های AHP، TOPSIS و ELECTRE که از روش‌های تصمیم‌گیری چند

معیاره هستند، روش کندن و پرکردن دستی به عنوان روش استخراج مناسب برای معدن انتخاب گردید. پس از انتخاب روش استخراج، طراحی کارگاهها انجام شد. در این معدن با توجه به گسل‌های موجود ۴ بلوک استخراجی وجود دارد که دارای طول‌های تقریباً یکسان هستند. در این معدن با توجه به ابعاد بلوک‌ها میزان ذخیره و تناژ استخراجی ماده معدنی مشخص شد و درصد بازیابی حدود ۷۶٪ است. طول کارگاه‌های استخراج ۲۰ متر به دست آمد و تخلیه مواد خرد شده در کارگاه به وسیله نیروی ثقل انجام می‌شود.

کلمات کلیدی: انتخاب روش استخراج، AHP، TOPSIS، ELECTRE، طراحی کارگاه استخراج، معدن کاری زیرزمینی

فهرست مطالب

عنوان	صفحه
فصل اول (کلیات)	
۱-۱- مقدمه	۲
۲-۱- بررسی سوابق کارهای انجام شده	۳
۱-۲-۱- رویکردهای کیفی و کمی انتخاب روش	۳
۲-۲-۱- کاربردهای روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره	۴
۳-۱- ضرورت انجام پروژه	۶
۴-۱- هدف از انجام پروژه	۷
۵-۱- ساختار پایان‌نامه	۸

فصل دوم (کلیاتی در مورد معدن بوکسیت جاجرم)

۱-۲- مقدمه	۱۰
۲-۲- وضعیت ذخایر بوکسیت در جهان	۱۱

- ۳-۲- موقعیت جغرافیایی و زمین‌ریخت شناسی معدن بوکسیت جاجرم ۱۲
- ۴-۲- زمین‌شناسی ناحیه‌ای ۱۳
- ۵-۲- کانی‌شناسی ماده معدنی ۱۴
- ۶-۲- زمین‌شناسی محدوده معدن ۱۶
- ۱-۶-۲- چینه‌شناسی کانسار ۱۶
- ۲-۶-۲- زمین‌شناسی ساختمانی ۱۹
- ۷-۲- خصوصیات فیزیکی ماده معدنی ۲۰
- ۸-۲- اکتشافات ۲۲
- ۱-۸-۲- اکتشافات مرحله اول ۲۲
- ۲-۸-۲- اکتشافات مرحله دوم ۲۳

صفحه

عنوان

فصل سوم (تکنیک‌های انتخاب روش استخراج)

- ۱-۳- مقدمه ۲۵
- ۲-۳- پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج ۲۶
- ۱-۲-۳- عوامل زمین‌شناسی ۲۶
- ۱-۱-۲-۳- وضعیت سنگ‌شناسی ۲۷
- ۲-۱-۲-۳- آب‌های زیرزمینی ۲۷
- ۳-۱-۲-۳- مشخصات مکانیک سنگی کانسار ۲۷
- ۴-۱-۲-۳- ژنز کانسار ۲۹
- ۲-۲-۳- ملاحظات کانی‌شناسی ۳۰

- ۳۰-۳-۲-۳- مشخصات هندسی کانسار.....
- ۳۱-۳-۲-۳-۱- شکل کانسار.....
- ۳۲-۳-۲-۳-۲- عمق.....
- ۳۲-۳-۳-۲-۳- شیب کانسار.....
- ۳۴-۳-۲-۳-۲- ذخیره کانسار.....
- ۳۴-۳-۲-۳- فاکتورهای ایمنی.....
- ۳۵-۳-۲-۳-۵- مسائل زیست محیطی.....
- ۳۶-۳-۲-۳-۶- عوامل اقتصادی.....
- ۳۷-۳-۲-۳-۷- ملاحظات کاری و محلی.....
- ۳۷-۳-۳- رویکردهای انتخاب روش استخراج مناسب.....
- ۳۷-۳-۳-۱- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش نیکلاس.....
- ۴۳-۳-۳-۲- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش نیکلاس اصلاح شده.....
- ۴۳-۳-۳-۳- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش UBC3.....
- ۴۷-۳-۳-۴- روش UBC اصلاح شده (MMS).....

صفحه

عنوان

- ۵۲-۳-۳-۵- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره.....
- ۵۲-۳-۳-۱-۵- روش تحلیل سلسله مراتبی.....
- ۵۶-۳-۳-۲-۵- روش شباهت به گزینه ایده‌آل (TOPSIS).....
- ۵۶-۳-۳-۱-۲-۵- تشکیل ماتریس تصمیم.....
- ۵۷-۳-۳-۲-۲-۵- بدون مقیاس کردن ماتریس تصمیم.....

- ۳-۳-۵-۲-۳- تعیین ماتریس وزن معیارها ۵۷
- ۳-۳-۵-۲-۴- تعیین ماتریس تصمیم وزن دار ۵۷
- ۳-۳-۵-۲-۵- یافتن حل ایده‌آل و ضد ایده‌آل ۵۸
- ۳-۳-۵-۲-۶- محاسبه فاصله از حل ایده‌آل و ضد ایده‌آل ۵۸
- ۳-۳-۵-۲-۷- محاسبه شاخص شباهت ۵۸
- ۳-۳-۵-۳- روش تسلط تقریبی (ELECTRE) ۵۹
- ۳-۳-۵-۳-۱- تشکیل ماتریس تصمیم ۵۹
- ۳-۳-۵-۳-۲- بی‌مقیاس کردن ماتریس تصمیم ۵۹
- ۳-۳-۵-۳-۳- تعیین ماتریس وزن معیارها ۶۰
- ۳-۳-۵-۳-۴- تعیین ماتریس تصمیم وزن دار نرمال شده ۶۰
- ۳-۳-۵-۳-۵- تشکیل مجموعه معیارهای موافق و مخالف ۶۰
- ۳-۳-۵-۳-۶- تشکیل ماتریس توافق ۶۰
- ۳-۳-۵-۳-۷- تعیین ماتریس مخالف ۶۱
- ۳-۳-۵-۳-۸- تشکیل ماتریس تسلط موافق ۶۱
- ۳-۳-۵-۳-۹- تشکیل ماتریس تسلط مخالف ۶۲
- ۳-۳-۵-۳-۱۰- تشکیل ماتریس تسلط نهایی ۶۲
- ۳-۳-۵-۳-۱۱- حذف کردن گزینه‌های با رضایت کمتر و انتخاب بهترین گزینه ۶۳

فصل چهارم (انتخاب روش استخراج مناسب برای کانسار گل‌بینی ۸)

- ۶۵-۱-۴-۱-۴ مقدمه
- ۶۵-۲-۴-۲-۴ چگونگی انتخاب پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج
- ۶۶-۳-۴-۳-۴ نتایج پرسش‌نامه
- ۷۷-۴-۴-۴-۴ روش‌های استخراج ممکن برای معدن گل‌بینی ۸
- ۷۸-۱-۴-۴-۴ روش انباره‌ای
- ۸۲-۲-۴-۴-۴ روش استخراج از طبقات فرعی
- ۸۷-۳-۴-۴-۴ روش کندن و پرکردن
- ۸۹-۴-۴-۴-۴ روش استخراج ستونی
- ۹۱-۵-۴-۴-۴ روش پلکانی معکوس
- ۹۳-۵-۴-۵-۴ انتخاب روش استخراج با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره
- ۹۳-۱-۵-۴-۴ روش تحلیل سلسله‌مراتبی
- ۹۴-۱-۱-۵-۴-۴ ماتریس مقایسه زوجی معیارها
- ۹۶-۲-۱-۵-۴-۴ ماتریس مقایسه زوجی گزینه‌ها
- ۹۹-۳-۱-۵-۴-۴ روش انتخاب شده
- ۱۰۱-۴-۱-۵-۴-۴ محاسبه نرخ ناسازگاری
- ۱۰۲-۲-۵-۴-۴ روش شباهت به گزینه ایده‌آل
- ۱۰۴-۳-۵-۴-۴ روش تسلط تقریبی

فصل پنجم (طراحی کارگاه استخراج)

۱۰۸.....	۱-۵- مقدمه
۱۱۱.....	۲-۵- اندازه قطعه معدن
۱۱۲.....	۱-۲-۵- اندازه قطعه معدن در کنسارهای لایه‌ای
صفحه	عنوان
۱۱۵.....	۲-۲-۵- اندازه قطعه معدن در کنسارهای غیر لایه‌ای
۱۱۶.....	۳-۵- پیکربندی معدن گل بینی ۸
۱۱۷.....	۴-۵- طرح استخراج معدن
۱۱۷.....	۱-۴-۵- مشخصات استخراجی کانسنگ
۱۲۰.....	۲-۴-۵- تعیین مشخصات هندسی کارگاه‌های استخراج
۱۲۱.....	۳-۴-۵- مشخصات بلوک استخراجی
۱۲۲.....	۴-۴-۵- آماده‌سازی
۱۲۴.....	۵-۴-۵- نسبت بازیابی ذخیره
۱۲۶.....	۶-۴-۵- حفاری کانسنگ و باطله
۱۳۰.....	۷-۴-۵- میزان استخراج روزانه از هر کارگاه
۱۳۱.....	۸-۴-۵- تعیین ظرفیت استخراج معدن
۱۳۲.....	۵-۵- ترابری
۱۳۲.....	۱-۵-۵- بارگیری
۱۳۳.....	۲-۵-۵- باربری
۱۳۴.....	۳-۵-۵- تعداد واگن‌های مورد نیاز

۱۳۶.....	۵-۵-۴- لکوموتیو.....
۱۳۷.....	۵-۶- تهویه.....
۱۳۷.....	۵-۶-۱- روش تهویه.....
۱۳۸.....	۵-۶-۲- شدت هوای مورد نیاز.....
۱۴۱.....	۵-۶-۳- تهویه فرعی (موضعی).....

فصل ششم (نتیجه گیری و پیشنهادها)

۱۴۴.....	۶-۱- نتیجه گیری.....
۱۴۷.....	۶-۲- پیشنهادها.....
صفحه	عنوان
۱۵۰.....	منابع.....

پیوست ها

۱۵۷.....	پیوست الف.....
۱۶۲.....	پیوست ب.....
۱۶۴.....	چکیده انگلیسی.....

فهرست شکل‌ها

عنوان	صفحه
شکل ۱-۱- فرآیند انتخاب روش استخراج مناسب و طراحی کارگاه در معدن گل بینی ۸.....	۷
شکل ۱-۲- طبقه‌بندی بوکسیت	۱۱
شکل ۲-۲- موقعیت شهرستان جاجرم.....	۱۲
شکل ۳-۲- ستون چینه‌شناسی سازند الیکا، واحد بوکسیت و سازند شمشک.....	۱۹
شکل ۱-۳- نمایش تقسیم‌بندی RMR به صورت مجموعه‌های کلاسیک	۴۸

- شکل ۳-۲- نمودارهای توزیع درجه عضویت افرازه‌های فازی RMR ۴۹
- شکل ۳-۳- نمودار توزیع درجه عضویت افرازه‌های فازی ضخامت کانسار ۵۰
- شکل ۳-۴- نمودار توزیع درجه عضویت افرازه‌های فازی شیب کانسار ۵۰
- شکل ۳-۵- نمودار توزیع درجه عضویت افرازه‌های عمق کانسار ۵۱
- شکل ۳-۶- نمودار توزیع درجه عضویت افرازه‌های مربوط به پارامتر RSS ۵۱
- شکل ۴-۱- نمودار فراوانی نمای ضخامت لایه ۶۸
- شکل ۴-۲- نمودار فراوانی نمای RMR کمربالا ۶۸
- شکل ۴-۳- نمودار فراوانی نمای شیب لایه ۶۸
- شکل ۴-۴- نمودار فراوانی نمای مقاومت فشاری کمربالا ۶۹
- شکل ۴-۵- نمودار فراوانی نمای شکل لایه ۶۹
- شکل ۴-۶- نمودار فراوانی نمای ذخیره قابل استخراج ۶۹
- شکل ۴-۷- نمودار فراوانی RMR کانسار ۷۰
- شکل ۴-۸- نمودار فراوانی توزیع عیار در کانسار ۷۰
- شکل ۴-۹- نمودار فراوانی سرمایه‌گذاری اولیه ۷۰
- شکل ۴-۱۰- نمودار فراوانی نمای یکنواختی کانسار ۷۱
- شکل ۴-۱۱- نمودار فراوانی نمای تولید سالانه ۷۱
- شکل ۴-۱۲- نمودار فراوانی نمای درصد بازیابی ۷۱
- عنوان**
- شکل ۴-۱۳- نمودار فراوانی نمای مقاومت فشاری کانسار ۷۲
- شکل ۴-۱۴- نمودار فراوانی نمای RMR کمربالین ۷۲

صفحه

- شکل ۴-۱۵- نمودار فراوانی نمای پایداری فضاها ۷۲
- شکل ۴-۱۶- نمودار فراوانی نمای دسترسی به تکنولوژی ۷۳
- شکل ۴-۱۷- نمودار فراوانی نمای عمق ۷۳
- شکل ۴-۱۸- نمودار فراوانی نمای اثرات زیست محیطی ۷۳
- شکل ۴-۱۹- نمودار فراوانی نمای مقاومت فشاری کمرباطین ۷۴
- شکل ۴-۲۰- نمودار فراوانی نمای قابلیت معدن کاری انتخابی ۷۴
- شکل ۴-۲۱- نمودار فراوانی نمای ترقیق ۷۴
- شکل ۴-۲۲- نمودار فراوانی نمای وضعیت تهویه ۷۵
- شکل ۴-۲۳- نمودار فراوانی نمای هزینه نسبی ۷۵
- شکل ۴-۲۴- نمودار فراوانی نمای قابلیت مکانیزاسیون ۷۵
- شکل ۴-۲۵- نمودار فراوانی نمای ایمنی و بهداشت ۷۶
- شکل ۴-۲۶- نمودار فراوانی نمای انعطاف پذیری ۷۶
- شکل ۴-۲۷- نمودار فراوانی نمای نشست سطح زمین ۷۶
- شکل ۴-۲۸- نمودار فراوانی نمای آب های زیرزمینی ۷۷
- شکل ۴-۲۹- نمودار فراوانی نمای وجود نیروی کار ماهر ۷۷
- شکل ۴-۳۰- روش استخراج انباره ای ۸۰
- شکل ۴-۳۱- نمایی از روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال های پروانه ای ۸۴
- شکل ۴-۳۲- نمایی از روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال های موازی ۸۵
- شکل ۴-۳۳- نمایی از روش استخراج کندن و پر کردن ۸۷
- شکل ۴-۳۴- نمایی از روش استخراج ستونی در یک کانسار لایه ای مسطح شیب دار ۹۰

شکل ۴-۳۵- روش پلکانی معکوس ۹۲

شکل ۴-۳۶- ساختمان سلسله مراتبی ۹۳

صفحه

عنوان

شکل ۴-۳۷- نمودار وزن دهی معیارها ۹۴

شکل ۴-۳۸- مقایسه زوجی پارامتر ضخامت ۹۶

شکل ۴-۳۹- مقایسه زوجی پارامتر RMR کمربالا ۹۶

شکل ۴-۴۰- مقایسه زوجی پارامتر شیب ۹۶

شکل ۴-۴۱- مقایسه زوجی پارامتر شکل ۹۶

شکل ۴-۴۲- مقایسه زوجی پارامتر RMR کانسار ۹۷

شکل ۴-۴۳- مقایسه زوجی پارامتر توزیع عیار ۹۷

شکل ۴-۴۴- مقایسه زوجی پارامتر یکنواختی کانسار ۹۷

شکل ۴-۴۵- مقایسه زوجی پارامتر درصد بازیابی ۹۷

شکل ۴-۴۶- مقایسه زوجی پارامتر تولید سالیانه ۹۸

شکل ۴-۴۷- مقایسه زوجی پارامتر RMR کمربالین ۹۸

شکل ۴-۴۸- مقایسه زوجی دسترسی به تکنولوژی ۹۸

شکل ۴-۴۹- مقایسه زوجی پارامتر عمق ۹۸

شکل ۴-۵۰- مقایسه زوجی پارامتر ترفیق ۹۹

شکل ۴-۵۱- روش استخراج مناسب با تکنیک AHP ۹۹

شکل ۴-۵۲- ساختار سلسله مراتبی مربوط به انتخاب روش استخراج ۱۰۰

شکل ۴-۵۳- امتیاز روش‌های مختلف با تکنیک TOPSIS ۱۰۳

- شکل ۴-۵۴- ماتریس‌های مختلف در روش ELECTRE ۱۰۵
- شکل ۵-۱- دسترسی به ماده معدنی در معادن روباز با انجام عملیات باطله‌برداری ۱۰۹
- شکل ۵-۲- شبکه یک معدن زیرزمینی ۱۱۱
- شکل ۵-۳- روش ترسیمی برای تعیین اندازه معدن ۱۱۴
- شکل ۵-۴- موقعیت تونل نسبت به معادن زو و گل‌بینی ۱۱۶
- شکل ۵-۵- مقطع زمین‌شناسی در معدن گل‌بینی ۸ ۱۱۸
- شکل ۵-۶- وضعیت بلوک‌ها در معدن گل‌بینی ۸ ۱۱۹
- | عنوان | صفحه |
|---|------|
| شکل ۵-۷- شروع استخراج بلوک با کارگاه‌های مرکزی ۱۲۲ | |
| شکل ۵-۸- شروع استخراج بلوک با کارگاه‌های نزدیک ورودی تونل ۱۲۲ | |
| شکل ۵-۹- سطح مقطع دوپل‌ها ۱۲۴ | |
| شکل ۵-۱۰- روش چال‌زنی افقی ۱۲۷ | |
| شکل ۵-۱۱- روش چال‌زنی قائم ۱۲۷ | |
| شکل ۷-۱- فرآیند انتخاب روش استخراج مناسب و طراحی کارگاه در معدن گل‌بینی ۸ ۱۵۸ | |

فهرست جدول‌ها

صفحه	عنوان
۵.....	جدول ۱-۱- برخی از کاربردهای روش تحلیل سلسله مراتبی در معدن
۵.....	جدول ۲-۱- تعدادی از کاربردهای رویکرد TOPSIS
۲۱.....	جدول ۱-۲- ترکیب کانی‌شناسی نمونه‌های همگن شده از معدن جاجرم
۲۶.....	جدول ۱-۳- تقسیم‌بندی پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج
۳۳.....	جدول ۲-۳- ارتباط شیب کانسار و روش استخراج
۴۰.....	جدول ۳-۳- امتیازبندی پارامترهای طرح نیکلاس

- جدول ۳-۴- فاکتور وزنی روش نیکلاس اصلاح شده ۴۳
- جدول ۳-۵- امتیازبندی پارامترهای روش UBC ۴۵
- جدول ۳-۶- طبقه‌بندی کمی و کیفی برای مقایسه زوجی معیارها ۵۴
- جدول ۳-۷- ماتریس مقایسه زوجی ۵۴
- جدول ۴-۱- مقیاس ۵ نقطه‌ای برای هر معیار مربوط به انتخاب روش استخراج ۶۶
- جدول ۴-۲- امتیاز میانگین معیارهای مختلف ۶۷
- جدول ۴-۳- شرایط اجرائی و مشخصات روش استخراج انباره‌ای ۸۱
- جدول ۴-۴- شرایط اجرائی و مشخصات روش استخراج از طبقات فرعی ۸۶
- جدول ۴-۵- شرایط اجرائی و مشخصات روش کندن و پرکردن ۸۹
- جدول ۴-۶- شرایط اجرائی و مشخصات روش استخراج ستونی ۹۱
- جدول ۴-۷- معیارهای کلیدی در انتخاب روش استخراج ۹۴
- جدول ۴-۸- ماتریس مقایسه زوجی معیارها ۹۵
- جدول ۴-۹- مقادیر λ_{max} ، I.I.، R.I. و I.R. برای ماتریس‌های مختلف ۱۰۱
- جدول ۴-۱۰- نتیجه انتخاب روش با تکنیک TOPSIS ۱۰۳
- جدول ۴-۱۱- تعداد مسلط و مغلوب شدن هر یک از روش‌ها ۱۰۶
- جدول ۴-۱۲- مقایسه نتایج حاصل از روش‌های مختلف ۱۰۶

صفحه

عنوان

- جدول ۵-۱- بررسی مشخصات کانسار با توجه به مقاطع زمین‌شناسی ۱۱۸
- جدول ۵-۲- میزان ماده معدنی استحصال شده از بلوک و میزان بازیابی ۱۲۵
- جدول ۵-۳- میزان ماده معدنی استحصال شده و میزان بازیابی در بلوک‌های ۱ و ۴ ۱۲۶

- جدول ۴-۵- مشخصات چال‌های تولیدی در روش کندن و پرکردن ۱۲۶
- جدول ۵-۵- مقدار باطله حفاری شده از یک بلوک استخراجی ۱۲۸
- جدول ۶-۵- مقدار باطله حفاری شده از بلوک‌های ۱ و ۴ ۱۲۹
- جدول ۷-۵- مقدار مواد منفجره مصرفی و مقدار خرج ویژه ۱۳۰
- جدول ۸-۵- پارامترهای مربوط به محاسبه تعداد واگن مورد نیاز برای تونل ۱۳۴
- جدول ۹-۵- محاسبه وزن هر قطار ۱۳۶
- جدول ۱۰-۵- طبقه‌بندی سنگ‌ها بر اساس میزان مقاومت ۱۳۹

۱-۱- مقدمه

قضاوت مهندسی و تجربه در انتخاب روش استخراج از اهمیت ویژه‌ای برخوردار است. در گذشته انتخاب روش استخراج بیشتر بر اساس تجربیات حاصل در معادن و کانسارهای مشابه و یا روش‌هایی که در یک

منطقه خاص به کار گرفته می شود، استوار بوده است. به دنبال آن، با افزایش آگاهی از خواص ماده معدنی و سنگ‌های در برگیرنده در سال‌های اول معدن‌کاری، روش استخراج اصلاح و بازنگری می‌شد تا با شرایط جدید سازگاری بیشتری داشته باشد. امروزه به دلیل سرمایه‌گذاری زیاد مورد نیاز برای باز کردن یک معدن جدید یا تغییر روش استخراج یک معدن موجود یا فعال، ضروری است که روش انتخابی در مرحله امکان‌پذیری تا حد زیادی برای رسیدن به مقدار تولید پیش‌بینی شده، کاربرد داشته باشد.

گاهی اوقات ممکن است وضعیت کانسار به گونه‌ای باشد که برای یک روش مشخص مناسب باشد. در آن صورت آن روش بدون چون و چرا به کار گرفته می‌شود. در بعضی اوقات شرایط طبیعی کانسار ممکن است برای چندین روش استخراج مناسب باشد، در آن صورت بایستی آن دسته روش‌های استخراج را مورد توجه، مقایسه و ارزیابی قرار داد. در هر دو حال برنامه‌ریزی و ارزیابی روش و انتخاب مقدماتی تجهیزات برای آن، به مطالعه وسیع و دقیق نیاز دارد تا تصمیم‌گیری صحیح صورت گیرد. کمتر مواردی در دنیا وجود دارند که از روش‌های کاملاً استاندارد کتابی یا اینکه دقیقاً از راه حل‌هایی که در معادن دیگر استفاده می‌شوند، تبعیت کنند. در نهایت وقتی تصمیم راجع به روش‌ها اخذ شد و آماده‌سازی و بهره‌برداری بر مبنای آن شروع گردید، تغییر طرح‌ها و تبدیل آن به روش‌های دیگر کاری بسیار مشکل است.

هدف اصلی در انتخاب روش استخراج مناسب یک کانسار، طراحی یک سیستم بهره‌برداری است که بیشترین انطباق را با مشخصات منحصر به فرد کانسار (مشخصات طبیعی، زمین‌شناسی، زیست محیطی و ...) با رعایت محدودیت‌های ایمنی، اقتصادی و فنی داشته باشد به نحوی که کمترین هزینه و بیشترین سود را به بار آورد.

۱-۲-۲- بررسی سوابق کارهای انجام شده

۱-۲-۱- رویکردهای کیفی و کمی انتخاب روش

موضوع انتخاب روش استخراج از ابتدا مورد توجه مهندسين معدن قرار داشته و در این مورد مطالب زیادی منتشر شده است که در این جا به مهم‌ترین آن‌ها اشاره می‌شود.

1- Clark
5- Nicholas

2- Lewis
6- Hartman

3- Mining Engineering Handbook

4- Laubscher

- در سال ۱۹۶۴ آقای کلارک^۱ یک فصل از کتاب Elements Of Mining را که در سال ۱۹۴۱ توسط آقای لوپس^۲ نوشته و توسط ایشان مورد تجدید نظر قرار گرفته بود، به این موضوع اختصاص دادند (Roberts & Lewis, 1964)

- در سال ۱۹۷۳ نیز در کتاب SME^۳ این موضوع مورد بررسی قرار گرفته است (Heycock et al, 1992)

- در سال ۱۹۸۱ آقای لابسشر^۴ در مقاله‌ای عوامل موثر در انتخاب روش استخراج معادن زیرزمینی را نام می‌برد (Laubscher, 1981).

- در سال ۱۹۸۱ آقای نیکلاس^۵ راه‌کاری در مورد انتخاب روش استخراج معادن با عنوان Method Selection- A Numerical Approach پیشنهاد نمود که علاوه بر شرح عوامل موثر در انتخاب روش استخراج، شیوه مشخصی را نیز برای انتخاب روش یا روش‌های استخراج ارائه داده است. علی‌رغم اشکالاتی که این روش دارد آقای هارتمن^۶ در سال ۱۹۸۷ در کتاب خود این روش را به عنوان بهترین روش ارائه شده برای انتخاب روش استخراج معادن زیرزمینی معرفی نموده است (Nicholas, 1981).

- در سال ۱۹۹۲ آقای نیکلاس با اعمال برخی تغییرات، روش نیکلاس اصلاح شده را ارائه دادند (Nicholas, 1992).

- مایلر^۱ و هم‌کاران، در سال ۱۹۹۵ با توجه به معایب روش نیکلاس همه مشخصات و امتیازهای این روش را بر اساس عملیات تجربی معدن‌کاری در کانادا اصلاح کردند و روش UBC^۲ را ارائه دادند (Miller et al. 1995).

- در سال ۲۰۰۴، آقای کلایتون^۳ و هم‌کاران، با تعدیل روش فوق، روش UBC اصلاح شده را معرفی کردند (Clayton et al. 2004).

۱-۲-۲- کاربردهای روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره^۴

مسائل MCDM در همه زمان‌ها به صورت گسترده وجود داشته است اما ایجاد یک رشته یا نظام جدید نسبتاً عمر کوتاهی داشته و به ۳۰ سال اخیر باز می‌گردد.

1- Miller

2- University of British Columbia

3- Clayton

4- Multiple Criteria Decision Making

5- Analytical Hiererchy Process

6- Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution

توسعه و ایجاد این رشته جدید به پیشرفت به دست آمده در فناوری کامپیوتر به میزان زیادی پیوند خورده است. توسعه این فناوری در سال‌های اخیر تجزیه و تحلیل سیستماتیک مسایل MCDM را ممکن کرده است و باعث گسترش کاربرد روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره در علوم مختلف شده است. کاربرد این روش‌ها در مواقعی است که برای تصمیم‌گیری در مورد یک انتخاب، گزینه‌های مختلفی مطرح باشند و برای انتخاب این گزینه‌ها پارامترهای موثر، با ضریب اهمیت متفاوت وجود داشته باشد. این روش‌ها با استفاده از مقایسه منطقی بین گزینه‌ها و محاسبه ضریب اهمیت برای هر یک از پارامترهای موثر در تصمیم‌گیری، گزینه مناسب را انتخاب می‌کنند.

کاربرد این روش به علوم مختلف گسترش پیدا کرده است. یکی از علومی که از این روش‌ها برای حل مسائل مربوطه استفاده می‌کند، مهندسی معدن است. در جدول ۱-۱ خلاصه‌ای از موارد کاربرد روش AHP⁵ در زمینه‌های وابسته به معدن کاری و در جدول ۲-۱ مواردی از کاربردهای گوناگون روش TOPSIS⁶ آورده شده است.

جدول ۱-۱- برخی از کاربردهای روش تحلیل سلسله مراتبی در معدن

مورد کاربرد	تعداد فاکتورها	تعداد گزینه‌ها	ارائه دهنده
انتخاب مکان مناسب معدن ساختمانی سنگ آهک	۴	۳	Kumar Dey, 2008
انتخاب سیستم نگهداری بهینه	۸	۹	Yavuz et al 2008
انتخاب روش بازسازی معدن روباز	۹	۴	Bascetin, 2007
انتخاب روش معدن کاری	۶	۵	Alpay & Yavuz, 2007
طبقه‌بندی نرخ توده‌سنگ در تونل	۱۱	۳	Chen & Liu, 2006
انتخاب مکان کارخانه سیمان	۵	۵	Ataei, 2005
انتخاب ماشین‌آلات در معدن روباز	۴	۴	Bascetin, 2004
تلفیق AHP و VBA در ArcGIS	۴	۲	Marinoni, 2004
خروج خرده‌های ناشی از حفاری	۳	۵	Sadiq, 2004
انتخاب ماشین‌آلات بهینه در معدن روباز	۲	۴	Bascetin, 2003
انتخاب ماشین‌آلات در معدن روباز	۷	۵	Samanta et al. 2002
ارزیابی تاثیرات زیست محیطی تولیدات معدنی	۵	۶	Hertwich, 1997

جدول ۱-۲- تعدادی از کاربردهای رویکرد TOPSIS

مورد کاربرد	تعداد فاکتورها	تعداد گزینه‌ها	ارائه دهنده
انتخاب روش معدن کاری	۱۸	۳	Dezyani et al, 2006
انتخاب نوع ماده جعبه‌دنده	۵	۲	Milani et al, 2005
انتخاب روش توسعه سریع مدل‌ها	۶	۶	Byun and Lee, 2005
انتخاب کشور میزبان برای مهاجرت	۶	۱۰	Chen and Tzeng, 2004
مدیریت آب	۶	۱۲	Srdjevic et al, 2004
انتخاب سیستم حمل و نقل سریع	۱۵	۳	Janic, 2003
انتخاب مکان برای ساختمان تاسیسات	۵	۴	Chu, 2002
مدیریت ضایعات جامد	۱۲	۱۱	Cheng et al, 2002
مقایسه نرخ تغییرات مالی شرکت	۴	۷	Deng et al, 2000

۱-۳- ضرورت انجام پروژه

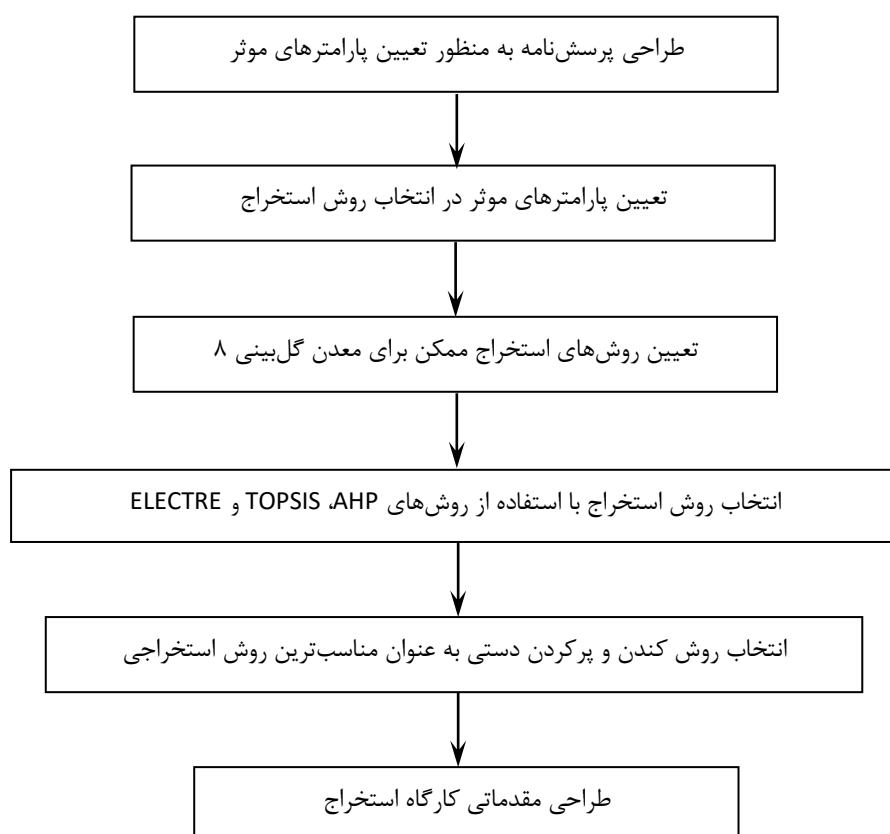
یکی از نکات مهم در معدن کاری، انتخاب روش استخراج مناسب می‌باشد. در گذشته بر اساس تجربیات حاصل در کانسارهای مشابه، یک روش استخراج را انتخاب و با این روش استخراج معدن کاری را شروع می‌کردند و پس از استخراج قسمتی از کانسار، با افزایش آگاهی از خواص ماده معدنی و سنگ‌های در برگیرنده در سال‌های اولیه معدن کاری، روش معدن کاری مناسب انتخاب می‌شد. امروزه به علت سرمایه‌گذاری زیاد مورد نیاز برای باز کردن و تجهیز یک معدن ضروری است که روش استخراج در ابتدا به درستی انتخاب شود چرا که تصحیح یا تغییر روش معدن کاری پس از این که آماده‌سازی‌ها شروع شد، بسیار هزینه‌بر و وقت‌گیر است. استخراج زیرزمینی سنگ معدن نیازمند انتخاب روشی است که بیشترین تناسب را با شرایط کانسار داشته باشد. روش انتخابی باید وضعیت اقتصادی بهینه سنگ معدن را در برابر توده سنگ‌های اطراف تضمین کند، راه‌های مناسبی برای حمل و نقل سنگ معدن استخراج شده پیش‌بینی کند و شرایط کاری ایمنی را تأمین نماید. لذا بایستی بر اساس عوامل زمین‌شناسی، ملاحظات کانی‌شناسی، مشخصات فنی و هندسی کانسار، عوامل ایمنی، عوامل زیست محیطی، ملاحظات اقتصادی، ملاحظات کاری و محلی و ... روش استخراج مناسب را انتخاب کرد. معمولاً عوامل فوق‌الذکر به گونه‌ای نیستند که در یک

راستا عمل کرده و همگی متفق القول یک روش استخراج را تجویز نمایند. بلکه در اکثر قریب به اتفاق موارد، این عوامل در جهات مختلف عمل کرده و تصمیم گیرنده را دچار تردید می کنند.

متأسفانه حساسیت این مسأله، فرایند انتخاب روش استخراج را مشکل تر ساخته است. مشکل از این واقعیت ناشی می شود که هیچ فرمول جامعی برای انتخاب روش معدن کاری وجود ندارد. تا کنون تکنیک های مختلفی برای تعیین روش استخراج مناسب کانسارها ارائه شده است که هیچ کدام کافی و کامل نیستند. بنابراین شناسایی دقیق معیارهای موثر در انتخاب روش برای کانسارها و تعیین ضریب اهمیت هر یک از این معیارها ضروری است. از طرفی استفاده از تکنیک های انتخاب روش قبلی (روش نیکلاس، روش UBC و ...) که ضریب اهمیت معیارها را مورد توجه قرار نمی دهند همراه با خطا خواهد بود. بنابراین باید با استفاده از روش های تصمیم گیری چند معیاره (روش وزن دهی ساده، روش شباهت به گزینه ایده آل، روش تسلط تقریبی و روش تحلیل سلسله مراتبی) بهترین روش استخراج برای کانسارهای بوکسیت را تعیین کرد.

۱-۴- هدف از انجام پروژه

در این پروژه سعی بر این است در ابتدا معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج در معادن بوکسیت جاجرم مشخص شود و سپس با استفاده از روش های تصمیم گیری چند معیاره روش معدن کاری مناسب برای معدن گل بینی ۸ از مجموعه معادن بوکسیت جاجرم انتخاب شود و پس از تعیین روش مناسب ابعاد کارگاه استخراج طراحی شود. مراحل انجام کار در این فرایند را می توان به صورت الگوریتم شکل ۱-۱ نشان داد.



شکل ۱-۱- فرآیند انتخاب روش استخراج مناسب و طراحی کارگاه در معدن گل‌بینی ۸

۱-۵- ساختار پایان‌نامه

این پروژه شامل شش فصل است:

در فصل اول تحت عنوان کلیات، در مورد تاریخچه و سوابق کاری انجام شده در مورد تکنیک‌های انتخاب روش استخراج و همچنین کاربردهایی از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره مطالبی ارائه شده و ضرورت انجام، ساختار و هدف پروژه توضیح داده شده است.

فصل دوم شامل کلیاتی در مورد منطقه مورد مطالعه و شرایط طبیعی و اقلیمی معدن و منطقه جاجرم است.

فصل سوم در مورد تکنیک‌های مختلف (کیفی، کمی و تحلیلی) برای انتخاب روش استخراج و همچنین روش‌های نوین از قبیل تکنیک‌های تصمیم‌گیری چند معیاره مطالبی ارائه شده است.

در فصل چهارم با توجه به مطالب ارائه شده در دو فصل ۱ و ۲، ابتدا معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج در معدن جاجرم تعیین و سپس روش مناسب استخراجی برای این معدن با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره انتخاب شده است.

در فصل پنجم با توجه به روش انتخابی، طراحی کارگاه استخراج شامل مشخص نمودن تعداد و محل کارگاه‌های استخراج، طراحی تونل‌ها، کارگاه‌ها و دویل‌ها و ... انجام گرفته است.

در فصل ششم نتیجه‌گیری و پیشنهادهای پروژه آورده شده است.

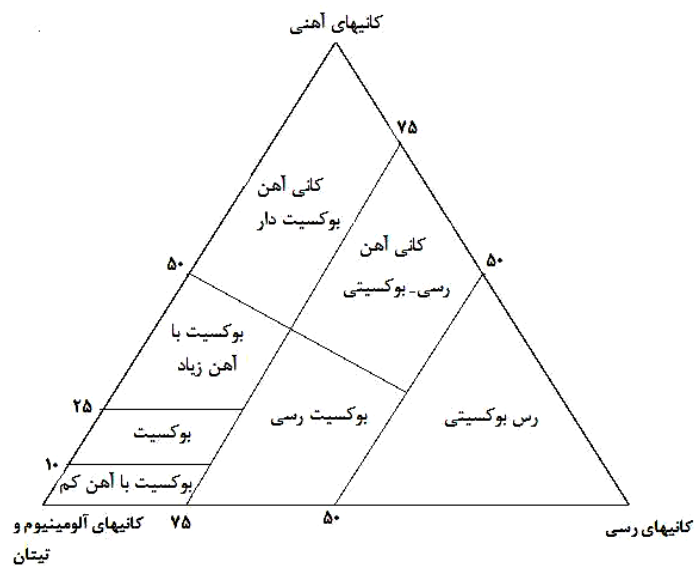
۲-۱- مقدمه

بعد از آهن، آلومینیوم دومین فلز پرکاربرد در جهان است و تولید این فلز پیوسته رو به افزایش است (Atkins et al, 2005). این فلز از اجزای مهم تشکیل دهنده قشر جامد زمین است که پس از اکسیژن و سیلیسیم فراوان‌ترین عنصر می‌باشد و مشخصاتی چون وزن کم، مقاومت مکانیکی زیاد، مقاومت در برابر اکسیداسیون و هدایت الکتریکی خوب باعث شده این عنصر موارد استعمال زیادی پیدا کند که مهم‌ترین استفاده‌های آن در صنایع راه و ساختمان، حمل و نقل، برق، بسته‌بندی، وسایل خانگی و شیمیایی می‌باشد. به همین دلیل تولید آن هر ساله نسبت به سال‌های قبل افزایش چشم‌گیری را نشان می‌دهد. تنها سنگ معدنی که استخراج آلومینیوم به راحتی از آن صورت می‌گیرد، بوکسیت نام دارد که حاوی اکسیدها و هیدرواکسیدهای

آهن و آلومینیم و مقداری سیلیس می‌باشد. بوکسیت از نام مکانی بنام بوکس در فرانسه گرفته شده است که برای اولین بار در این مکان یافت شده است. (شهریاری، ۱۳۶۵).

از نظر زمین‌شناسی بوکسیت ماده رسوبی غنی در آلومینیم است که در نتیجه هوازدگی سنگ‌های مختلف در آب و هوای حاره یا نیمه حاره با توجه به مورفولوژی و زه‌کشی مناسب تشکیل شده است و مجموع هیدرواکسیدها و اکسیدهای آلومینیم، آهن و تیتانیوم موجود در آن بیش از ۵۰ درصد بوده که در این میان هیدرواکسیدهای آلومینیم بیش‌ترین مقدار را تشکیل می‌دهند. اکسید آلومینیوم Al_2O_3 (آلومینا) ماده اصلی تولید آلومینیوم می‌باشد. در حال حاضر حدود ۹۸٪ آلومینای جهان از بوکسیت با مدول‌های مختلف به دست می‌آید و بقیه از مواد دیگری چون آلونیت، مواد آلوموسیلیکاته و ... تهیه می‌گردد (شهریاری، ۱۳۶۵).

ممکن است بوکسیت در دپرسیون‌های حاصل از فرسایش با عوامل زمین‌ساختی تجمع پیدا کرده باشد و در مقاطع لاتریتی مشاهده شود. در هر صورت با توجه به نسبت مینرال‌های اصلی موجود در بوکسیت، آن را می‌توان مطابق شکل ۱-۲ طبقه‌بندی نمود.



شکل ۱-۲- طبقه‌بندی بوکسیت (شهریاری، ۱۳۶۵)

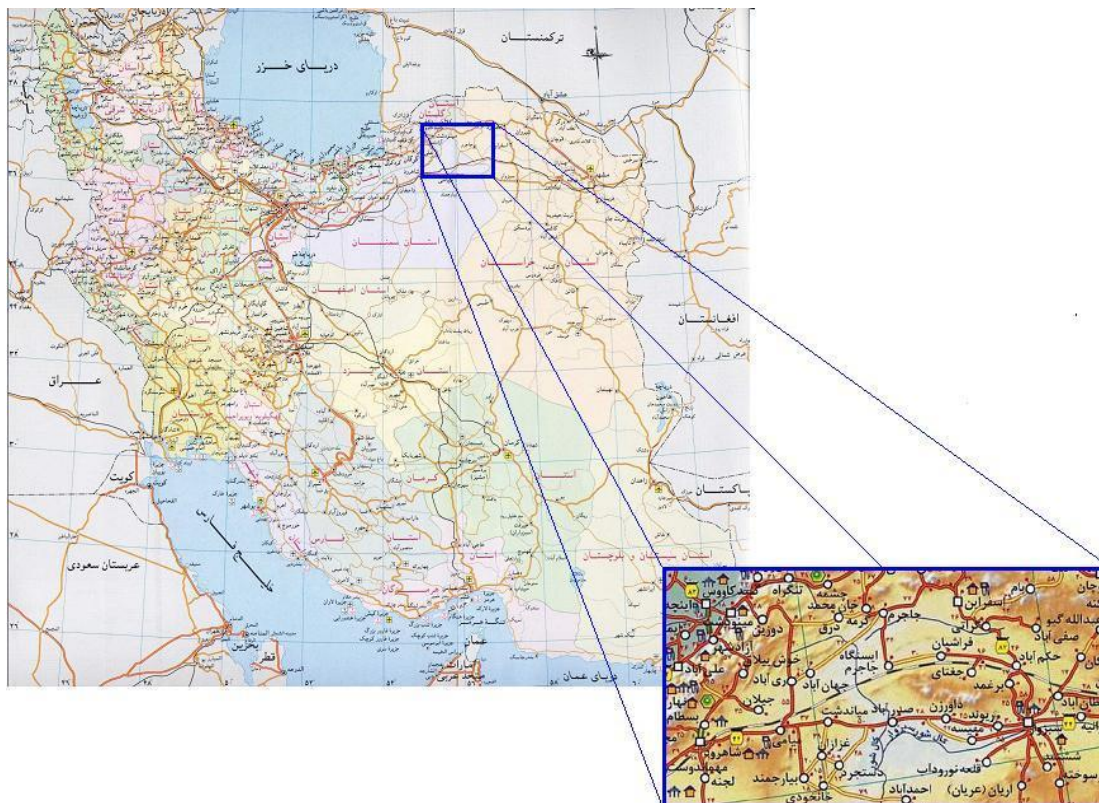
۲-۲- وضعیت ذخایر بوکسیت در جهان

بیشتر ذخایر بوکسیت دنیا که در حدود ۲۴ میلیارد تن است، در گینه، استرالیا، برزیل و جامائیکا قرار دارد. ذخایر ایالات متحده کوچک بوده و تنها فرانسه و مجارستان در میان کشورهای اروپایی دارای ذخایر قابل توجه‌اند. تنها کشور در حال رشد با ذخایر قابل ملاحظه قزاقستان است.

تولید بوکسیت سالانه در جهان حدود یکصد و ده میلیون تن می‌باشد و تولید کشورهای پیشرفته سرمایه‌داری ۴۳ میلیون تن است که استرالیا با حدود ۳۵ میلیون تن بالاترین تولید را به خود اختصاص داده است. تولید کشورهای در حال توسعه حدود ۵۵ میلیون تن (قاره آمریکا با ۲۲ میلیون تن، قاره اروپا با ۳/۵ میلیون تن و جنوب و جنوب شرقی آسیا با حدود ۳/۵ میلیون تن) کشورهای اروپایی شرقی (مجارستان، رومانی و شوروی سابق) با تولید ۹ میلیون تن، هم‌چنین چین سالانه ۳ میلیون تن تولید دارد. ایران با داشتن ۰/۱٪ ذخایر بوکسیت و تولید سالانه ۰/۳٪ بوکسیت جهان عنوان بیست و یکمین تولید کننده را به خود اختصاص داده است. میزان ذخایر این ماده معدنی در کشور حدود ۳۹ میلیون تن برآورد شده است و سالانه حدود ۳۶۶ هزار تن بوکسیت از یازده معدن فعال در کشور استخراج می‌شود.

۲-۳- موقعیت جغرافیایی و زمین‌ریخت شناسی معدن بوکسیت جاجرم

معدن بوکسیت جاجرم در استان خراسان شمالی و در ۱۹ کیلومتری شمال شرق شهرستان جاجرم قرار دارد. شهرستان جاجرم از طریق جاده آسفالت به شهرستان بجنورد - در فاصله ۱۷۵ کیلومتری شمال شرق - متصل می‌شود. راه آهن تهران-مشهد از ۳۵ کیلومتری جنوب جاجرم و از دشت جوین عبور می‌کند و کارخانه تولید آلومینا از طریق یک خط آهن فرعی به این راه آهن متصل می‌گردد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱). موقعیت مکانی شهرستان جاجرم در شکل ۲-۲ نشان داده شده است.



شکل ۲-۲- موقعیت شهرستان جاجرم (مرکز آمار ایران، ۱۳۸۵)

جمعیت شهرستان جاجرم حدود ۴۰۰۰۰ نفر است. آب و هوای دشت جاجرم کویری بوده به طوری که در زمستان هوای منطقه سرد و خشک و در تابستان گرم می‌باشد. حداقل دمای هوا $6/5$ - و حداکثر آن $36/5$ درجه سانتی‌گراد است. میزان بارندگی سالیانه منطقه $179/7$ میلی‌متر بوده و میزان رطوبت نسبی منطقه حداکثر ۸۴ و حداقل ۴ درصد می‌باشد. جهت وزش بادهای منطقه عمدتاً از سمت غرب، شمال غرب و شمال شرق است (مرکز آمار ایران، ۱۳۸۵).

منطقه معدنی به صورت رشته کوهی است با امتداد شرقی-غربی در شمال کویر جاجرم که ارتفاع آن از سطح دریا حدود ۱۰۰۰ متر است. به طور کلی چینه‌شناسی و خصوصیات فیزیکی سازندهای موجود در منطقه و هم‌چنین تنش‌های ساختاری وارده، نقش اساسی در تعیین وضعیت زمین‌شناسی منطقه به عهده داشته که از بارزترین ساختارهای حاصل از آن می‌توان تاقدیس زو، با ارتفاع ۱۸۰۰ متر از سطح دریا را ذکر کرد (ایتوک ایران، ۱۳۷۹).

در منطقه مورد مطالعه، سازندهای کربناته الیکا و مبارک با مقاومت بسیار زیاد خود در مقابل فرسایش، ارتفاعات خشن و صعب‌العبوری را در بخش جنوبی رشته کوه مورد بحث تشکیل داده‌اند. در میانه

منطقه، سازند شمشک با تناوبی از شیل و لایه‌های نرم زغالی و ماسه‌سنگ، از توان فرسایشی بالایی برخوردار بوده و دره‌ای شرقی-غربی را در کل منطقه به وجود آورده است. واحد کوارتزیتی نسبتاً ضخیم و مقاومی در بخش میانی سازند شمشک، دامنه شمالی دره مورد بحث را تشکیل می‌دهد که به صورت تپه‌ماهورهای کشیده و پشته‌ای دیده می‌شود. دره زو با راستای تقریباً شمالی-جنوبی در قسمت میانی تاقدیس، تنها راه ارتباطی بین دره فوق و دشت جاجرم می‌باشد. ارتفاعات اصلی، در شمال منطقه قرار دارد و آهک‌های لار با مورفولوژی خشن و سخت، آن‌ها را به وجود آورده است.

۲-۴- زمین‌شناسی ناحیه‌ای

محدوده دربرگیرنده معدن بوکسیت جاجرم در مرز بین حوضه‌های رسوبی-تکتونیکی البرز شرقی، کپه داغ و شرق ایران قرار دارد. در دوران پالئوزوئیک و مزوزوئیک مجموعه قابل توجهی از نهشته‌های رسوبی در این منطقه بر جای نهاده شده است. رخنمون این واحدها در محدوده کوه زو برونزد داشته و نهشته‌های کم‌عمق دریایی، رسوبات تخریبی-تبخیری و حتی نفوذی‌های آذرین در آن نمود پیدا کرده‌اند. تنش‌های وارده بر نهشته‌های فوق در طی چند مرحله موجب بروز ساختارهای تکتونیکی مختلفی شده که از بارزترین این ساختارها، تاقدیسی بزرگ با امتداد شرقی-غربی می‌باشد که توسط گسل‌های مختلف تراستی، نرمال و امتداد لغز به قطعات متعددی تبدیل شده است.

سازندها و واحدهای مختلف این منطقه عبارتند از: سازند پادها، سازند خوش بیلاق، سازند مبارک، رسوبات پرمین، سازند سرخ شیل، سازند الیکا، واحد بوکسیتی، سازند شمشک، رسوبات ژوراسیک میانی و فوقانی، رسوبات کرتاسه، رسوبات پالئوژن و نئوژن (ایتوک ایران، ۱۳۷۹).

۲-۵- کانی‌شناسی ماده معدنی

اکسیدها و هیدروکسیدهای آلومینیوم

دیاسپور (Al₂O₃): دیاسپور کانی اصلی حاوی آلومینیوم در بوکسیت‌های جاجرم بوده و بر اساس نمونه‌هایی آزمایش شده ۳۹٪، در کانی دیاسپور تجمع یافته است.

بوهمیت (Al₂O₃): بوهمیت با سختی ۳/۵، وزن مخصوص ۳/۱ گرم بر سانتی‌متر مکعب در سیستم اورترومبیک متبلور می‌شود در کانسار جاجرم این کانی به ندرت مشاهده می‌شود.

اکسیدها و هیدروکسیدهای آهن

هماتیت (Fe_2O_3): این کانی در سیستم تری گونال متبلور می‌شود. هماتیت دارای جلای نیمه فلزی بوده و سختی آن ۶/۵ است. کانی اصلی آهن در بوکسیت‌های جاجرم هماتیت است.

گوتیت ($FeOOH$): گوتیت در سیستم اورترومبیک متبلور می‌شود و نوع خاکه‌ای آن دارای رنگ زرد قهوه‌ای و نوع متراکم آن به رنگ قرمز قهوه‌ای است. سختی گوتیت ۵ تا ۵/۵ و وزن مخصوص آن ۴ الی ۴/۵ گرم بر سانتی متر مکعب می‌باشد. در کانسار جاجرم، این کانی از نظر فراوانی دومین کانی آهن‌دار می‌باشد.

اکسیدهای تیتان

رتیل (TiO_2): با سختی ۶/۵ در سیستم تتراگونال متبلور می‌شود. در کانسار جاجرم، این کانی تقریباً در اکثر نمونه‌های برداشت شده وجود دارد. درصد TiO_2 در کانی رتیل ۱/۱٪ می‌باشد.

آاناتاز (TiO_2): آاناتاز فراوان‌ترین کانی تیتان در بوکسیت‌های کارستی است در کانسار جاجرم نیز تقریباً در اکثر نمونه‌ها وجود دارد درصد TiO_2 در آاناتاز ۴/۵٪ می‌باشد.

سیلیکات‌ها

شاموزیت: شاموزیت در واقع نوع کانی نبوده و انواع مختلفی دارد که چند نوع از آن در بوکسیت‌های جاجرم شناسایی شده است. رنگ شاموزیت سبز تا سبز تیره و مشکی است و سختی آن بین ۳ تا ۳/۴ است. این کانی در بسیاری از ذخایر بوکسیت کارستی به خصوص بوکسیت دیاسپوری دنیا مشاهده شده است. شاموزیت محصول شرایط احیا بوده و بوکسیت‌های سبز و سبز مایل به خاکستری حاوی مقادیر بیشتری از آن هستند.

هیدرومסקویت: این کانی با سختی ۲ تا ۳ و وزن مخصوص ۲/۷۶ تا ۳/۱ گرم بر سانتی‌متر مکعب در سیستم منوکلینیک متبلور می‌شود. Al_2O_3 موجود در ایلیت ۱۸٪ و SiO_2 آن ۲/۹٪ اندازه گیری شده است.

کوارتز (SiO_2): در کانسار جاجرم در برخی نمونه‌های بوکسیت کوارتز به صورت آواری و غیر فعال مشاهده می‌شود.

کربنات‌ها

کلسیت (CaCO_3): این کانی در سیستم تری گونال متبلور می شود و سختی آن بین ۲ تا ۳ و وزن مخصوص آن $2/72$ گرم بر سانتی متر مکعب می باشد. کلسیت در برخی از نمونه های بوکسیت جاجرم مشاهده می شود. عمدتاً می توان آن را به صورت پر کننده شکاف گسل ها و درزه ها یافت.

دولومیت ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$): در برخی نمونه های بوکسیت می توان دولومیت را به صورت آواری مشاهده کرد که مقدار آن خیلی کم است.

سیدریت (FeCO_3): سیدریت نیز در برخی موارد در بوکسیت های جاجرم مشاهده می شود. این کانی معمولاً در حفره ها و شکاف های باریک تجمع یافته است.

سولفورها

پیریت (FeS_2): از فراوان ترین سولفورهای بوکسیت کارستی است و معمولاً با بوکسیت های احیا شده سبز تا خاکستری مشاهده می شود. در کانسار جاجرم پیریت در برخی از نمونه ها مشاهده می شود.

سولفات ها

ژپس ($2\text{H}_2\text{O} \cdot \text{CaSO}_4$): در کانسار جاجرم در برخی نمونه ها به مقدار اندک مشاهده می شود.

فسفات ها

کراندیت: از کانسار جاجرم تا به حال گزارش نشده ولی در برخی نمونه های بوکسیت می توان کراندالیت را مشاهده کرد.

۲-۶- زمین شناسی محدوده معدن

۲-۶-۱- چینه شناسی کانسار

قدیمی ترین نهشته های موجود در منطقه متعلق به دونین پیشین است (سازند پادها). در این منطقه سازند شمشک با ناپیوستگی فرسایشی بر روی سازند الیکا قرار گرفته است و افق بوکسیت مورد نظر که در بین این دو سازند قرار دارد به شکل استراتیفرم بوده و از پائین به بالا شامل قسمت های زیر می باشد: ۱- کائولینیت پائینی ۲- بوکست شیلی ۳- بوکسیت سخت ۴- کائولینیت بالائی. به عبارت دیگر می توان

دولومیت‌های سازند الیکا را به عنوان سنگ بستر بوکسیت در نظر گرفت. به طوری که افق بوکسیت مورد نظر به طور مستقیم بر روی آن قرار گرفته است.

در این بخش سازندهای زیرین، فوقانی و واحدهای بوکسیتی مورد بررسی قرار می‌گیرند.

سازند الیکا: در منطقه مورد مطالعه، سازند الیکا از دو قسمت تشکیل شده است. رسوبات بخش زیرین شامل دولومیت آهکی، آهک مارنی نازک لایه متورق همراه با مقدار کمی شیل و مارن زرد تا صورتی رنگ می‌باشد.

لیتولوژی بخش فوقانی سازند الیکا شامل دولومیت‌های با لایه‌بندی خوب تا ضخیم لایه به رنگ کرم تیره و خاکستری روشن می‌باشد. حدود ۱۰ متر فوقانی این واحد به علت مجاورت با واحد بوکسیتی به رنگ صورتی روشن تا قرمز درآمده است. این سازند به علت ضخیم لایه بودن کمتر تحت تاثیر فرسایش قرار گرفته و ارتفاعات زبر و خشن جنوب منطقه معدنی را تشکیل می‌دهد. به علت مقاومت زیاد این واحد سنگی در برابر فرسایش، انواع گسل‌های تراستی، نرمال و امتداد لغز که در مراحل مختلف اعمال تنش بر منطقه، این سازند را نیز تحت تاثیر خود قرار داده‌اند، به خوبی در آن حفظ شده و امکان اندازه‌گیری دقیق وضعیت این گسل‌ها وجود دارد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

واحدهای بوکسیتی: رخدادهای زمین‌ساختی کمبرین پیشین، در تریاس پسین همانند سایر نقاط ایران که موجب تغییرات عمده‌ای در نوع رسوبات و محیط رسوبی شده است، در منطقه جاجرم نیز به صورت خشکی‌زایی عمل کرده است. واحدهای قرمز رنگ در اکثر نقاط ایران و بخش‌هایی از ایران مرکزی در بالای رسوبات تریاس مشاهده می‌شود.

در معدن بوکسیت جاجرم دو واحد بوکسیتی در زیر و بالای سازند الیکا مشاهده می‌شود که به صورت واحدهای بوکسیتی A (بخش زیرین) و B (بخش فوقانی) نام‌گذاری شده است. واحد بوکسیتی B به دلیل عیار بالاتر، گسترش بیشتر و موقعیت مناسب‌تر از نظر استخراج به عنوان ماده معدنی تامین کننده خوراک کارخانه جاجرم در نظر گرفته شده است. در زیر این دو واحد تشریح می‌گردد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

واحد بوکسیتی A بر روی دولومیت‌های توده‌ای سازند مبارک و در زیر سازند سرخ شیل قرار گرفته است. مشاهدات زمین‌شناسی و مطالعات آزمایشگاهی اولیه نشان داد که کیفیت واحد A بالا نبوده و اساساً شامل دو بخش غنی از آلومینیوم، اولی بوکسیت دیاسپوری سخت به رنگ قهوه‌ای و قرمز تیره و دومی شامل کائولن به رنگ قرمز تیره تا قرمز و سنگ‌های رسی و هماتیتی است. آنالیز ۳۹ نمونه از واحد A نشان داده است که بیشتر نمونه‌ها درصد Al_2O_3 بین ۲۵ تا ۴۰ و درصد SiO_2 بیش از ۲۰ دارند (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

واحد بوکسیتی B که معدن بوکسیت جاجرم را تشکیل داده و بزرگ‌ترین معدن بوکسیت ایران می‌باشد، بر روی سنگ‌های دولومیتی سازند الیکا و در زیر شیل‌ها و ماسه‌سنگ‌های سازند شمشک قرار گرفته است. واحد بوکسیت معدن جاجرم ساختار لایه‌ای غالب داشته که در آن عدسی‌های بوکسیت نیز تشکیل شده‌اند. امتداد تقریبی آن شرقی-غربی و بیش از ۱۲ کیلومتر گسترش دارد و در شرق با یک زون برشی محدود می‌گردد. بوکسیت در غرب و جنوب غرب توسط نهشته‌های آبرفتی پوشیده می‌شود. لایه بوکسیت دارای ضخامت و کیفیت یکسانی نیست و به طور کلی ضخامت بوکسیت بین کمتر از ۱ متر تا حدود ۴۰ متر و بیشتر تغییر می‌کند. در حفاری‌های اکتشافی و در مناطق استخراج شده، لایه‌های تشکیل دهنده این واحد از بالا به پایین به صورت زیر مشخص شده است (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱):

الف) کائولن و بوکسیت کائولنی به رنگ صورتی، کرم، خاکستری متمایل به زرد محتوی پیزولیت‌های غنی از آهن تا قطر ۱۰ میلی‌متر، پیزولیت‌های خیلی سخت بیشتر از جنس دیاسپور می‌باشند، این بخش در بالاترین قسمت واحد بوکسیت قرار دارد.

ب) بوکسیت سخت شامل بوکسیت دیاسپوری-که در سطح کانی شاموزیت آن افزایش می‌یابد- به رنگ‌های سبز تیره، خاکستری و قرمز تیره تا قهوه‌ای تیره.

ج) بوکسیت نرم یا شیلی که این لایه به علت پایین بودن درصد Al_2O_3 محتوی آن، در رده لاتریت‌ها بوده و اصطلاحاً بوکسیت شیلی نام‌گذاری شده است. بوکسیت نرم دارای لایه‌بندی بسیار نازک و به رنگ قرمز روشن است. این بوکسیت دارای ارزش معدنی برای تولید آلومینا نیست زیرا حداکثر مقدار نسبت Al_2O_3 به SiO_2 برابر ۲/۶ است و این مقدار از مدول قابل قبول برای خوراک کارخانه بسیار پایین‌تر است. درصد Al_2O_3 در بوکسیت شیلی بین ۲۰ تا ۴۰ و درصد SiO_2 بین ۱۵ الی ۳۵ و حتی بیش از ۳۵ درصد تغییر

می‌کند. بوکسیت نرم یا شیلی را به واسطه رنگ، لایه‌بندی یا مقاومت کم، به خوبی می‌توان از بوکسیت سخت تشخیص داد.

د) کائولن و بوکسیت کائولنی که مشابه لایه کائولنی در بالای بوکسیت سخت بوده ولی گسترش کمتری دارد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

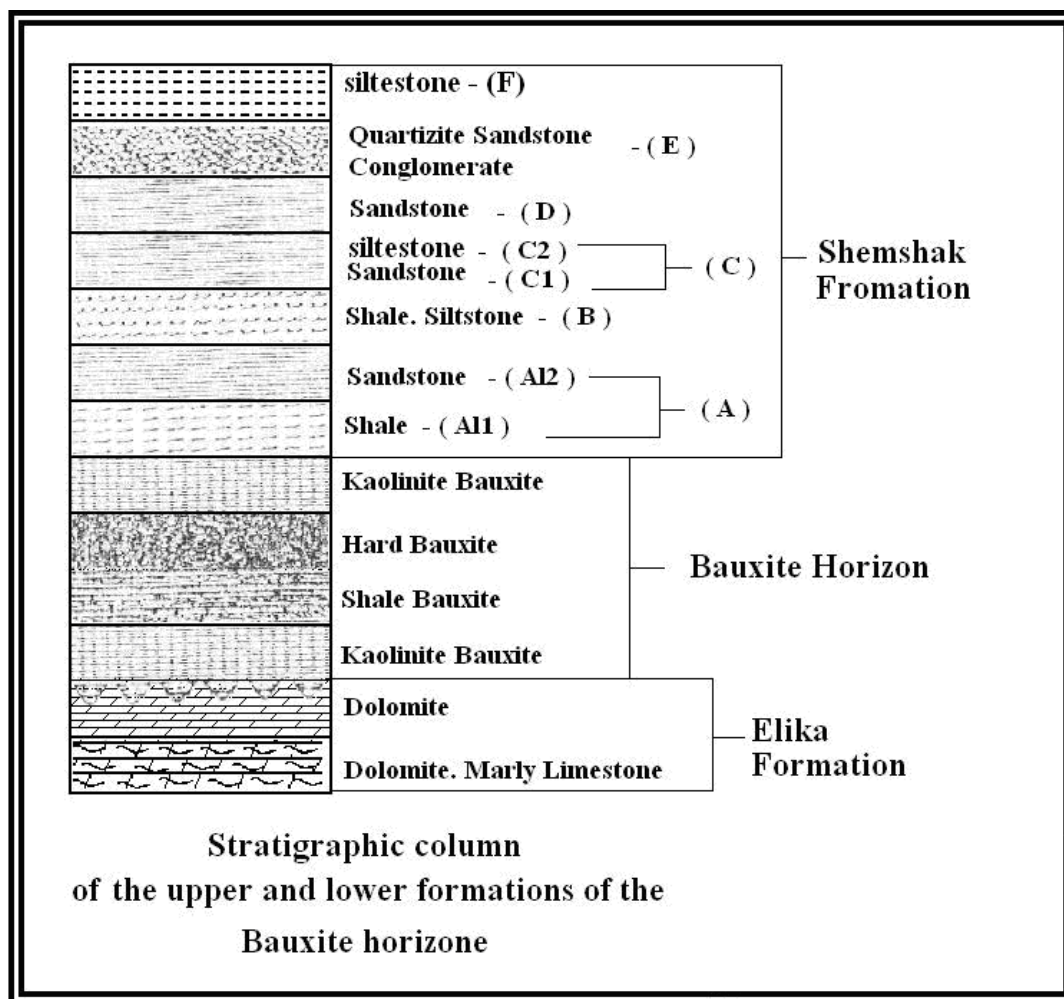
سازند شمشک: این سازند با سن تریاس فوقانی-بازوسین در منطقه جاجرم گسترش زیادی داشته و روباره کمر بالای ماده معدنی را تشکیل می‌دهد. برداشت از روباره شمشک پیش‌نیاز ایجاد فضای مناسب و آزادسازی سنگ بوکسیت به منظور استخراج است.

در نقشه زمین‌شناسی محدوده معادن، تشکیلات شمشک به واحدهای مختلف سنگی F، E، D، C1، C2، B، A12، A11 تفکیک شده است (شکل ۲-۳). این واحدها از نقطه نظر ساخت، بافت، جنس، مقاومت فشاری و سایر ویژگی‌های مهندسی سنگ، تفاوت‌های بارزی با هم داشته و در عملیات استخراج، گسترش و نحوه قرارگیری آن‌ها در معادن مختلف می‌بایست در نظر گرفته شود.

لازم به توضیح است که ویژگی‌های ساختاری دولومیت‌های تریاس (تشکیلات الیکا) که کمر پایین لایه بوکسیت را تشکیل می‌دهند مشابه با واحدهای سازند الیکا است، با این تفاوت که از نظر مقاومت مکانیکی و شرایط ژئوتکنیکی در شرایط مناسب‌تری قرار داشته و شیب دولومیت‌ها (بین ۳۵ تا ۶۰ درجه) نسبت به عمده گسل‌های منطقه کمتر می‌باشد.

۲-۶-۲- زمین‌شناسی ساختمانی

معدن بوکسیت جاجرم با طول بیش از ۱۲ کیلومتر در راستای شرقی-غربی در شمال دشت جاجرم قرار گرفته است. عمده‌ترین ساختمان این منطقه، تاقدیس زو می‌باشد که لایه بوکسیت در یال شمالی آن قرار دارد. وضعیت قرارگیری تاقدیس، لایه‌بندی، اثر محوری و شکستگی‌ها نشان می‌دهد که نیروهای تکتونیکی وارده به صورت فشاری و محور تنش بیشینه در راستای تقریباً شمالی-جنوبی بوده است.



شکل ۲-۳- ستون چینه‌شناسی سازند الیکا، واحد بوکسیت و سازند شمشک (بدون مقیاس) (ایتوک ایران، ۱۳۸۴).

به علت وجود گسل‌های امتداد لغز فراوان در راستاهای NE-SW و NW-SE، لایه بوکسیت و سایر سازندهای منطقه به قطعات متعددی تقسیم شده‌اند که با در نظر گرفتن میزان جابه‌جایی آن‌ها، (گسل‌های اصلی با جابه‌جایی زیاد بیش از ۱۰۰ تا ۱۵۰ متر) معدن را به ۱۱ قطعه اصلی کاملاً مجزا تبدیل کرده که هر کدام از این قطعات، بلوک نامیده شده است. با توجه به نام‌های محلی "چشمه گل‌بینی" و "کوه زو" تعداد ۷ بلوک از معدن که در منطقه گل‌بینی قرار دارد به ترتیب از غرب به شرق به نام بلوک‌های یک تا هشت گل‌بینی و ۴ بلوک که در منطقه زو قرار دارد به صورت بلوک‌های یک تا چهار زو نام‌گذاری شده است.

گسل‌های موجود در تاقدیس زو را می‌توان به انواع زیر دسته‌بندی کرد (ایتوک ایران، ۱۳۸۱):

الف) گسل‌های امتداد لغز: این گسل‌ها به دو گروه تقسیم می‌شوند. گروه اصلی، شامل گسل‌های امتداد لغز با جا به جایی نسبتاً زیاد می‌باشد که جداکننده بلوک‌های مختلف معدن از یکدیگر است. روند عمومی این گسل‌ها NW-SE و NE-SW می‌باشد. گروه دوم، گسل‌های کم‌شیب امتداد لغز با روندی مشابه

گسل‌های گروه اول است. شیب کم این گسل‌ها موجب حذف لایه‌ها شده است. تعداد این گسل‌ها کمتر از نوع اول می‌باشد.

(ب) گسل‌های تراستی: گسل‌های رورانده و تراستی در سه گروه به شرح ذیل دسته‌بندی شده‌اند. گروه اول، گسل‌های تراستی بزرگ با شیب به طرف شمال و امتداد شرقی-غربی که موجب تکرار لایه‌ها شده‌اند. این گسل‌ها در طرفین به گسل‌های امتداد لغز گروه اول منتهی می‌شوند. گروه دوم، گسل‌های تراستی کوچک در یال‌های پرشیب تاقدیس، که عمق زیادی نداشته و در اعماق با کم شدن مقدار شیب (عموماً به طرف شمال) و منطبق شدن آن با سطوح لایه‌بندی به تدریج از بین می‌روند. این گسل‌ها نیز امتداد کلی شرقی-غربی دارند و مقدار جابجایی حاصل از عملکرد آن‌ها به چند ۱۰ متر یا کمتر می‌رسد. گروه سوم، گسل‌های تراستی کوچک با جهت شیب به طرف جنوب که در بخش‌های پرشیب تاقدیس‌ها به وجود آمده و معمولاً زاویه ۳۰ درجه با امتداد سطوح لایه‌بندی می‌سازند. مقدار جابجایی این گسل‌ها در حد چند متر است. گسل‌های اخیر با توجه به شرایط هندسی معادن می‌توانند موجبات پتانسیل ریزش را فراهم آورند (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

۲-۷- خصوصیات فیزیکی ماده معدنی

بوکسیت جاجرم دارای بافتی ریزدانه، پیژولیتیک و اوولیتیک می‌باشد و اندازه دانه کانی‌های اصلی آن عمدتاً کمتر از ۱۰ میکرون می‌باشد که در بین این کانی‌ها، اندازه دانه‌های سیلیس غالباً کمتر از ۰/۱ میکرون است. سطح شکستگی بوکسیت تقریباً صاف و لمس آن زیر تا صابونی است. به دلیل وجود دیاسپور در بوکسیت جاجرم و سختی بالای دیاسپور، بوکسیت جاجرم از انواع سخت بوکسیت می‌باشد. تخلخل این بوکسیت بین ۱/۵ تا ۳ درصد بوده و عمدتاً بسیار متراکم و فشرده هستند. چگالی بوکسیت و روبره شمشک به ترتیب ۳ و ۲/۸ تن بر مترمکعب می‌باشد.

رنگ بوکسیت قهوه‌ای تیره تا کرم روشن بوده و کنترل کننده اصلی رنگ، وجود آهن می‌باشد. چنانچه درصد آهن بالا باشد، رنگ بوکسیت بین قهوه‌ای تیره تا قرمز تغییر می‌کند و در غیر این صورت، به رنگ خاکستری تیره تا روشن می‌باشد. بوکسیت‌های به رنگ کرم روشن، کیفیت بالایی دارند ($Al_2O_3 > 55\%$ ، $SiO_2 < 9\%$). رنگ سبز در بوکسیت‌های جاجرم زمانی مشاهده می‌شود که کانی شاموزیت در سنگ فراوان باشد.

مجموعه آزمایشات انجام شده در معدن بوکسیت جاجرم نشان‌دهنده وجود کانی‌های زیر در آن می‌باشد (جدول ۲-۱) (ایتوک ایران، ۱۳۷۹):

جدول ۲-۱- ترکیب کانی‌شناسی نمونه‌های همگن شده از معدن جاجرم (ایتوک ایران، ۱۳۷۹)

Oxide	Mineral	Percent of Oxide in Mineral
Al ₂ O ₃	Diaspore	39
	Chamosite	3.5
	Illite	1.8
	Kaolinite	2.5
	Crandalite	0.2
	Hematite	0.4
	TOTAL	47.4
SiO ₂	Kaolinite	2.9
	Chamosite	3.5
	Illite	3.6
	TOTAL	10
TiO ₂	Anataz	4.5
	Rutile	1.1
	TOTAL	5.6
CaO	Calcite	0.6
	Dolomite	Traces
	Crandalite	0.1
	Illite	Traces
	TOTAL	0.7
MgO	Dolomite	Traces
	Chamosite	0.4
	Illite	0.1
	TOTAL	0.5
K ₂ O	Illite	0.4
P ₂ O ₅	Crandalite	0.2
Fe ₂ O ₃	Geothite	0.8
	Hematite	15
	Chamosite	6.4
	Illite	0.2
	TOTAL	22.4

۲-۸- اکتشافات

اکتشافات انجام شده در معدن بوکسیت جاجرم را می‌توان به دو مرحله تقسیم کرد (ایتوک ایران،

آذر ۱۳۸۱):

۲-۸-۱- اکتشافات مرحله اول

قسمت عمده حفاری‌های اکتشافی در این مرحله و طی سال‌های ۱۳۶۵ تا ۱۳۷۱ انجام شده است. تا سال ۱۳۶۲ اکتشافات در معدن بوکسیت جاجرم توسط شرکت‌های مختلف دولتی، کارشناسان داخلی و خارجی عمدتاً به صورت مطالعه عکس‌های هوایی، جمع‌آوری اطلاعات سطحی، نمونه‌برداری و تهیه نقشه‌های زمین‌شناسی با مقیاس حداکثر ۱/۲۵۰۰۰ بوده است. از سال ۱۳۶۲ طرح تولید آلومینا وابسته به وزارت معادن و فلزات، عملیات اکتشاف در این منطقه را به صورت سیستماتیک به اجرا درآورده و تا سال ۱۳۶۵ مطالعاتی را به شرح زیر انجام داد (ایتوک ایران، ۱۳۷۹):

- تکمیل عملیات پی جویی و شناسایی صحرایی
 - تهیه مقاطع زمین شناسی
 - حفر ترانشه
 - تهیه نقشه زمین شناسی به مقیاس ۱/۲۰۰۰۰ با استفاده از عکس هوایی و بررسی های صحرایی
 - تعیین محل حفاری های اکتشافی
 - عملیات جاده سازی
 - عملیات حفاری اکتشافی
- از سال ۱۳۶۵ لغایت ۱۳۷۱ عملیات اکتشافی به صورت سطحی و عمقی ادامه داشته که در خلال مطالعات، حفاری ۲۳۶۷۹ متر گمانه اکتشافی، ۹۳۳ متر ترانشه و ۲ تونل آزمایشی و همچنین تهیه نقشه های زمین شناسی محدوده معدن با مقیاس ۱/۱۰۰۰ صورت گرفت.
- در سال ۱۳۷۱ شرکت خاک خوب گزارش زمین شناسی همراه با نقشه و همچنین مقاطع زمین شناسی منطقه را در مقیاس ۱/۵۰۰۰ تهیه نمود.
- حفاری های اکتشافی که طی مدت فوق الذکر انجام گرفت مشتمل بر تعداد ۲۱۸ گمانه و ۱۲۷ ترانشه در کل معدن و ۲ تونل آزمایشی اکتشافی در بلوک های یک و دو زو می باشند (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

۲-۸-۲- اکتشافات مرحله دوم

بر اساس مطالعات و پیشنهادات شرکت مشاور (ایتوک ایران) در سال های ۱۳۷۶ الی ۱۳۷۸ انجام گرفت. در مهرماه سال ۱۳۷۷ طی گزارش "جمع بندی نتایج مطالعات هماهنگ سازی معدن بوکسیت جاجرم با کارخانه تولید آلومینا"، مجموعه گمانه هایی به منظور حفاری اکتشافی تکمیلی توسط مشاور پیشنهاد شد که بر مبنای آن، حفاری هایی در این معدن صورت گرفت. لازم به ذکر است ابعاد شبکه اکتشاف در این معدن ۱۰۰×۷۵ متر می باشد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

۳-۱- مقدمه

یکی از حساس‌ترین مسائل طراحی یک معدن، انتخاب روش استخراج مناسب می‌باشد. به علت تعدد معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج مناسب، حل چنین مسأله‌ی پیچیده‌ای به راحتی امکان‌پذیر نمی‌باشد. به ویژه آن که اغلب معیارها با یکدیگر تضاد داشته و افزایش مطلوبیت یک معیار، می‌تواند باعث کاهش مطلوبیت معیارهای دیگر شود. فرآیند انتخاب روش مناسب برای استخراج کانسار با جمع‌آوری و ارزشیابی حقایقی که در رابطه با کانسار معلومند، شروع می‌شود. با در نظر گرفتن اهداف اساسی در انتخاب روش استخراج (بیشینه سود، تولید عالی، استخراج کامل و ایمنی در محیط کار) عواملی مانند مشخصات کانسار، عوامل تولیدی، عوامل اقتصادی و ... از عوامل بسیار مهم به شمار می‌روند و مستقیم یا غیرمستقیم در انتخاب روش نقش به سزا دارند. در نهایت با بررسی کارشناسانه همه این عوامل می‌توان روش معدن‌کاری را انتخاب کرد و در نظر نگرفتن یکی از این عوامل شاید نتیجه را دقیقاً معکوس کند.

در سال ۱۹۸۱ آقای لابسچر^۳ در مقاله‌ای عوامل موثر در انتخاب روش استخراج معادن زیرزمینی را نام می‌برد که مهم‌ترین آن‌ها عبارتند از (Laubscher, 1981):

- ۱- تنش‌های منطقه‌ای و ارتباط آن با مشخصات روش استخراج.
- ۲- طبقه‌بندی ژئو مکانیکی توده معدنی و سنگ‌های اطراف آن.
- ۳- نسبت ماده معدنی به سطح تماس ماده معدنی با سنگ‌های اطراف.
- ۴- قابلیت تخریب و خردشوندگی ماده معدنی و سنگ‌های اطراف.

³ - Laubscher

- ۵- توزیع کانه در توده معدنی و منطقه اختلاط.
- ۶- موقعیت، مقاومت، تراز و شکل افقی مورد نظر.
- ۷- تاثیر عملیات معدن کاری بر سنگ‌ها و تأسیسات اطراف.
- ۸- ضرورت و یا عدم ضرورت حفظ استحکام منطقه.
- ۹- بهره‌گیری از تکنولوژی مدرن با توجه به شرایط محلی از نظر کارگران ماهر و غیر ماهر.
- همان‌طور که ذکر شد برای انتخاب روش استخراج مناسب پارامترهای زیادی باید در نظر گرفته شود که مهم‌ترین آن‌ها در ۷ گروه اصلی به صورت جدول ۳-۱ قرار می‌گیرد.

جدول ۳-۱- تقسیم‌بندی پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج (Orr, 1992)

گروه	پارامتر
عوامل زمین‌شناسی	وضعیت سنگ‌شناسی، آب‌های زیرزمینی، مشخصه‌های مکانیک سنگی، ژنز کانسار
ملاحظات کانی‌شناسی	میزان گسترش منطقه کانی‌دار، میزان کانی‌ها در منطقه کانی‌دار، میزان کانی‌های اقتصادی در منطقه کانی‌دار
مشخصات هندسی کانسار	عمق، شیب، ابعاد، شکل
فاکتورهای ایمنی	پرسنل عملیاتی مورد نیاز، مکانیزاسیون روش، وضعیت تهویه، میزان تغییرات دما، نگهداری، کنترل گرد و غبار، کنترل سر و صدا، کنترل گاز
عوامل زیست محیطی	مساله نشست سطح زمین، آلودگی آب‌های سطحی و زیر زمینی، کنترل سر و صدا، کنترل آلودگی هوا
ملاحظات اقتصادی	ذخیره قابل استخراج، عیار کانسار، میزان آماده‌سازی و سرمایه اولیه، هزینه‌های سرمایه‌ای، هزینه‌های عملیاتی
ملاحظات کاری و محلی	نیروی کار و اعتبارات

۳-۲- پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج

۳-۲-۱- عوامل زمین‌شناسی

ملاحظات زمین‌شناسی در انتخاب روش، شامل برآوردهای وضعیت سنگ‌شناسی، آب‌های سطحی و زیرزمینی، مشخصه‌های مکانیک‌سنجی و ژنز کانسار می‌باشد که به طور هم‌زمان در مرحله حفاری‌های اکتشافی انجام می‌شود تا سازندهای تشکیل دهنده ماده معدنی، کمربالا و کمرپایین شناسایی شود. همواره درصدی از کار حفاری اکتشافی به مغزه‌گیری اختصاص داده می‌شود.

۳-۲-۱-۱- وضعیت سنگ‌شناسی

پیاده کردن ساختار مغزه‌های حاصل از حفاری بر روی نقشه، یک مدل سه بعدی از ساختار کل منطقه و ماده معدنی در رابطه با گسل خوردگی، درزه‌داری، تورق و میزان هوازدگی و به عبارتی تمام شکستگی‌های ساختاری ارائه خواهد کرد. این اطلاعات پارامترهایی را معین می‌کنند که در آینده در انتخاب روش و سپس طراحی آن تاثیر خواهند گذاشت. برای مثال در حالتی که کمربالا دارای درزه و شکستگی‌های فراوان باشد، استفاده از روش‌های بدون نگهداری به عنوان یک روش دائمی رد می‌شود و بسته به شکل و ترکیب ماده معدنی و آزمایش‌های مکانیک‌سنجی ممکن است روش‌های تخریبی پیشنهاد شود (عطائی، ۱۳۸۴-ب).

۳-۲-۱-۲- آب‌های زیرزمینی

معمولاً وجود آب‌های زیرزمینی همراه با مشخصات مربوط به آن‌ها شامل سطح آب و نفوذپذیری یک یا چند سازند در حفاریات اکتشافی اولیه مشخص می‌شود. تعیین مشخصات مربوط به آب زیرزمینی سازندها از قبیل نفوذپذیری، تخلخل، مقدار جریان آب ورودی به سازند و... که در انتخاب روش استخراج موثر هستند را می‌توان توسط پکر^۱ درچال‌هایی که به این منظور حفر شده‌اند، محاسبه کرد. برای مثال وجود یک جریان آب پیوسته در کانسار ممکن است که انتخاب روشی مانند کندن و پرکردن را که اجازه کنترل جریان آب را می‌دهد، دیکته کند (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

¹-Packer

۳-۲-۱-۳- مشخصات مکانیک سنگی کانسار

مقاوم و غیر مقاوم بودن سنگ‌ها مسئله بسیار مهمی است. در مراحل مقدماتی و تحقیقاتی می‌توان مغزه‌های حفاری را مورد مطالعه قرار داد و به بعضی نتایج مطلوب رسید. با مطالعه مغزه‌ها می‌توان وضعیت کلی سنگ‌های کمرها و خود کانسار را تا حدودی به دست آورد. قطعات مغزه معمولاً به طول‌های متفاوتی یافت می‌شوند و طول کل مغزه‌ها هیچ وقت با طول حفر شده مطابقت نمی‌کند و همیشه مقداری کم‌تر است. هر چه طول کل مغزه به طول حفر شده نزدیک‌تر باشد، سنگ مقاوم‌تر خواهد بود (عطائی، ۱۳۸۴-ب).

علاوه بر این باید نمونه‌های گرفته شده از محدوده کانی‌دار و سایر سازندها را تحت آزمایش‌های ژئوتکنیک قرار داد. اصلی‌ترین اطلاعات حاصل از این آزمایش‌ها شامل مقاومت کششی، مقاومت فشاری، مدول الاستیسیته، ضریب پواسون، زاویه اصطکاک داخلی، وزن مخصوص و مقدار تنش‌های برجا می‌شود.

این اطلاعات مبنایی برای محاسبه تنش‌های موجود در حین معدن‌کاری و در نتیجه مدل‌سازی رفتار سنگ در چرخه معدن‌کاری خواهد بود. البته باید توجه داشت که بایستی چال‌های حفر شده برای آزمایش‌های ژئوتکنیک را در سازندهای خاصی که برای به دست آوردن اطلاعات فوق در نظر گرفته شده‌اند، حفر کرد.

گروهی از آزمایش‌های ژئوتکنیک در آزمایشگاه و گروهی دیگر شامل مشخص کردن صفحات ضعیف و هم‌چنین اندازه‌گیری تنش‌های برجا در سر زمین انجام می‌شود. نتایج حاصله برای تحلیل و مدل‌سازی کامپیوتری مناطق تحت تنش بالا که در آن‌ها احتمال حرکت سنگ‌ها وجود دارد، استفاده می‌شود. برای مثال روش‌هایی مانند کارگاه و پایه یا VCR که فضای خالی زیادی ایجاد می‌کنند، احتمالاً انتخاب‌های ضعیفی برای حالت‌هایی که تمرکز تنش بالایی در کمر بالا ایجاد می‌شود، خواهند بود. در چنین شرایطی استفاده از روش‌های مذکور باعث می‌شود که شکستگی‌هایی که بعدها ایجاد خواهند شد، موجب اختلاط ماده معدنی و باطله شوند (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

البته لازم به ذکر است که با استفاده از نتایج این آزمایش‌ها می‌توان پارامترهای ویژه‌ای را در طراحی معدن برای حداقل کردن تنش‌های ایجاد شده به کار گرفت. برای مثال در یک چنین شرایطی، در طراحی هر دو روش کارگاه و پایه و VCR اگر حداکثر ارتفاع کارگاه کاهش یابد و یا این که از کابل‌های مهاری در کمر بالای ماده معدنی استفاده شود، می‌تواند روش‌های مناسبی باشند. البته این امر در صورتی امکان‌پذیر

است که اطلاعات دقیق و مدل‌های کامپیوتری روش و در کل مراحل مختلف معدن کاری تعیین و بررسی شده باشد. در هر مدل‌سازی اولیه فرض‌های زیادی در نظر گرفته می‌شود که این کار باعث افزایش اشتباه می‌شود. در نتیجه برای اصلاح مدل‌های ژئومکانیکی، استفاده از ابزارهای رفتارسنجی سنگ در مراحل آماده‌سازی و استخراج کاملاً ضروری است.

روش‌های استخراج سطحی برای کانسنگ‌هایی با هر نوع مقاومت مناسب هستند. البته برای کاربرد بعضی از روش‌های استخراج حفر آبی، نیاز به کانسارهای قابل انحلال، غیر متراکم یا خرد و دانه‌ای می‌باشد. روش‌های استخراج زیرزمینی را می‌توان در کانسنگ‌های با مقاومت ضعیف (روش‌های با نگهداری و تخریبی) تا قوی (روش‌های بدون نگهداری) به کار برد. روش‌های سطحی را مشابه حالت قبل می‌توان در سنگ‌های فراگیر با هر مقاومتی به کار برد اما مقاومت سنگ فراگیر در روش‌های زیرزمینی به کاربردهای خاص آن روش‌ها محدود می‌شود.

به عنوان مثال روش‌های تخریبی در کانسار با مقاومت متوسط و کمربالای ضعیف تا متوسط و دارای قابلیت تخریب، قابل اجرا خواهند بود ولی روش استخراج از طبقات فرعی به کانساری با مقاومت متوسط تا قوی و کمربالای قوی نیاز دارند. لذا بایستی مقاومت کانسار و کمرهای آن مورد مطالعه و ارزیابی قرار گیرد. برای تعیین مقاومت کانسار و کمرها می‌توان از محل‌های مورد نظر نمونه‌گیری کرد و یا آن‌که از مغزه‌های حفاری اکتشافی استفاده نمود و در آزمایشگاه مکانیک سنگ مقاومت این نمونه‌ها را تعیین کرد. نکته قابل توجه آن است که مقاومت سنگ‌ها تابع خواص فیزیکی، شرایط محیط و تاریخچه زمین‌شناسی آن است. به عنوان مثال گرانیت با این که سنگی مقاوم است، ممکن است در اثر تکتونیک خرد شده و به صورت توده‌ای از سنگ خرد شده در آید. در این حالت مقاومت توده فوق العاده کم است (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

۳-۲-۱-۴- ژنز کانسار

تعی ش ما در مشکلات طراحی معدن ساخت یک مدل ریاضی که بیشتر طرح‌های مهم را به یک شبکه معدنی واقعی پیوند می‌دهد، است. پیدایش یک طرح بهینه برای این مدل‌ها، یک اصل مهم را برای طراحی شبکه معدنی فراهم می‌کند.

تئوری شیب لایه‌های زیرین پیشنهادی که هنوز در حال رشد و توسعه می‌باشد در قسمت ۳ و ۲ در بخش‌های یدگر کاربرد این تئوری و ارائه بعضی نمونه‌های واقعی شرح داده شده است. در این بخش ما مدل‌های رایج و بعضی از خصوصیات فیزیکی مدل‌ها را شرح می‌دهیم.

و پایه پیشنهاد می‌شود (عطایی، ۱۳۸۴-ب). کانسارهای رسوبی سن ژنتیک (هم‌زاد) به جزء آن‌هایی که متحمل دگرگونی ناحیه‌ای شده‌اند، معمولاً ساختاری نامناسب دارند و بیشتر برای روش‌هایی با حداقل عملیات باز کردن و هم‌چنین حداقل پایه‌های دائمی ماده معدنی برای نگهداری مساعد هستند. علاوه بر موارد فوق ژنز کانسار برداشت اولیه بسیار خوبی را در مورد کانی‌شناسی کانسار ارائه خواهد داد.

۳-۲-۲- ملاحظات کانی‌شناسی

توزیع فضایی یک کانی در داخل کانسار می‌تواند به طور قابل توجهی در انتخاب روش استخراج موثر باشد. در این رابطه باید دو مورد پیوستگی مناطق کانی دار در لایه‌بندی و هم‌چنین کانی‌های موجود در مناطق کانی دار را در نظر گرفت.

د چاه قائم و رمپ، بازکننده‌های اصلی معادن زیرزمینی هستند که با توجه به موقعیت تاسیسات سطحی، عمق کانسار، عمر معدن و ... یک یا ترکیبی از این بازکننده‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرند.

باز کردن یک معدن زیرزمینی توسط حداقل دو بازکننده (تونل، چاه، دوپل) برای عبور هوا و ایجاد راه فرار هنگام ریزش، ضروری است. بدیهی است که در یک معدن ممکن است از چندین وسیله باز کردن کنار هم و یا با هم استفاده شود. پس از باز کردن کانسار به منظور قابل استحصال کردن تمام کانسار، سایر عملیات آماده‌سازی انجام می‌شود. با استفاده از بازکننده‌ها و فضاهای آماده‌سازی می‌توان ضمن دسترسی به کانسار، تجهیزات، تدارکات، انرژی، آب، مواد معدنی استخراج شده و باطله‌های مربوطه را به محل‌های مورد نظر انتقال داد.

یار استخراجی تمرکز مواد معدنی در بخش‌هایی از کانسار را که با استخراج آن‌ها می‌توان به سود مورد نظر رسید نشان می‌دهد و این مورد اغلب در انتخاب روش استخراج تاثیر می‌گذارد. در این راستا عملاً ممکن است که روش استخراج را به گونه‌ای انتخاب کنند که ابتدا با استخراج ذخایر پرعیار به یک بازگشت سریع سرمایه برسند و سپس استخراج مناطق کم‌عیار را در مابقی عمر معدن انجام دهند (Hamrin, 2001).

۳-۲-۳- مشخصات هندسی کانسار

این عوامل احتمالاً به دلیل این که بیشترین تاثیر را در انتخاب روش معدن‌کاری (سطحی یا زیرزمینی)، ظرفیت تولید، روش انتقال مواد و جانمایی شبکه معدن در درون کانسار دارند، از مهم‌ترین عوامل در انتخاب روش معدن‌کاری و استخراج می‌باشند. تا زمانی که مطالعات امکان‌سنجی نهائی از کلیه ملاحظات فنی-اقتصادی و ایمنی صورت نگرفته است، انتخاب اولیه روش‌های استخراج زیرزمینی اغلب بر مبنای این عوامل و کاملاً متأثر از آن‌ها انجام می‌گیرد. این عوامل عبارتند از (عطایی، ۱۳۸۶-ج):

۳-۲-۳-۱- شکل کانسار

یکی از عوامل مهم در انتخاب روش استخراج شکل کانسار می باشد. به طور کلی نظر به این که توده کانسار یک حجم را تجسم می کند دارای سه بعد^۱، پهنا^۲ و ضخامت^۳ می باشد. بزرگترین بعد را درازا، بعد متوسط را پهنا و کمترین بعد را ضخامت می نامند. ضخامت کانسارها از حدود سانتی متر مثل رگه های سینابر و برخی رگه های طلا، تا ده ها متر مثل بسیاری از کانسارهای فلزی و غیر فلزی تغییر می کند. برای بیان شکل توده معدنی به طور عام کلماتی به کار می روند که برخی از آن ها عبارتند از (عطائی، ۱۳۸۶-ج):

کانسارهای توده ای: در این نوع کانسارها همه ابعاد کانسار بزرگ و نزدیک به هم می باشد. لذا نمی توان برای آن ها شیب مشخصی هم قائل شد. استخراج این گونه از کانسارها با یکی از روش های برش از بالا، تخریب در طبقات فرعی، تخریب بلوکی و یا کرسی چینی ممکن است.

کانسارهای لایه ای: در این گونه کانسارها ضخامت کانسارها در برابر دو بعد دیگر آن بسیار ناچیز است. اگر عوامل دینامیکی زمین شناسی از قبیل گسل و چین خوردگی در آن ها وجود نداشته باشد، استخراج آن ها ساده است و تنها باقی گذاشتن چند ستون برای نگهداری آن ها کافی است. وجود گسل و چین خوردگی مسائل و مشکلاتی در نگهداری و استخراج پیش خواهد آورد.

برای روش های سطحی، کانسارهای لایه ای ارجح هستند و در صورتی که محور اصلی کانسار افقی باشد، کانسارهای توده ای نیز مناسب می باشند. در کانسارهای با شکل های مختلف از لایه ای تا توده ای تا شکل های نامنظم، روش های زیرزمینی قابل کاربرد هستند.

۳-۲-۳-۲- عمق

اغلب روش های استخراج در عمق محدودی کاربرد دارند. به طور مثال در عمق چند هزار متری ممکن است نتوان از روش استخراج در طبقات فرعی استفاده کرد زیرا فشار سنگ های بالایی چنان زیاد می شود که بدون نگهداری مناسب شاید نتوان از ریزش کمربالا جلوگیری کرد. در روش اتاق و پایه در عمق بیشتر باید ابعاد پایه ها را بیشتر در نظر گرفت و این به معنی از دست دادن مقدار زیادی از ماده معدنی است که در بسیاری موارد منجر به تعویض روش استخراج می شود. در ضمن برای اعماق زیاد به تهویه معدن باید توجه

1- Length

2- Width

3- Thickness

خاصی کرد. عمق زیاد هزینه استخراج و سایر هزینه‌ها را بالا می‌برد. بنابراین کنسارهایی که در اعماق واقع شده‌اند، باید ارزش کافی را داشته باشند.

روش‌های استخراج سطحی به استثنای روش استخراج گمانه‌ای به کنسارهای کم عمق و یا با عمق متوسط محدود می‌شوند. عمق کنسارهای قابل کاربرد در روش‌های زیرزمینی متغیر است. البته روش‌های با نگهداری یا تخریبی در کنسارهای عمیق‌تر نیز قابل استفاده می‌باشند (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

۳-۲-۳- شیب کنسار

یکی از عوامل تصمیم‌گیری در مورد نوع روش استخراج، شیب کنسار می‌باشد. کنسارها از نظر شیب به چهار دسته تقسیم می‌شوند که عبارتند از:

الف- کنسارهای افقی که دارای شیب کم‌تر از ۳ درجه هستند.

ب- کنسارهای کم شیب که شیب آن‌ها از ۳ تا ۲۰ درجه می‌باشد.

ج- کنسارهای با شیب متوسط که شیبی بین ۲۰ تا ۵۰ درجه دارند.

د- کنسارهای پر شیب که دارای شیبی بیش از ۵۰ درجه هستند.

روش‌های استخراج سطحی برای هر شیبی از کنسارها قابل کاربرد هستند اما کنسارهای مسطح (افقی و کم شیب) ارجح هستند. دامنه شیب قابل کاربرد در روش‌های زیرزمینی از افقی تا پر شیب را در بر می‌گیرد. در جدول ۲-۳ ارتباط بین شیب کنسار و روش‌های استخراج نشان داده شده است. همان‌طور که ملاحظه می‌شود روش‌های جبهه‌کار طولانی و اتاق و پایه در شیب‌های کم و روش‌های انبارهای، VCR، استخراج از طبقات فرعی، تخریب بلوکی و تخریب در طبقات فرعی در شیب نسبتاً زیاد قابل اجرا خواهند بود و اگر شیب کم‌پایین کم‌تر از زاویه قرار ماده معدنی باشد، این روش‌ها اجازه تخلیه کامل کارگاه را نمی‌توانند بدهند (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

جدول ۲-۳- ارتباط شیب کنسار و روش استخراج (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

شیب	روش استخراج	ملاحظات مربوط به کنسار
کم شیب	اتاق و پایه	کنسار افقی و مقاوم

جبهه کار طولانی	لایه‌ای و نازک	
اتاق و پایه	کانسار مقاوم	شیب متوسط
اتاق و پایه مایل	مکانیزاسیون مشکل	
اتاق و پایه پله‌ای	مکانیزاسیون امکان پذیر	
جبهه کار طولانی	لایه‌ای و نازک	
کندن و پر کردن	مکانیزاسیون انتخابی با ماده مقاوم	
کرسی چینی	کانه پرعیار، هزینه پرسنلی زیاد	
استخراج از طبقات فرعی	مقاوم و منظم	
انبارهای	مقاوم و منظم	
کندن و پر کردن	ماده معدنی محکم، انتخابی، مکانیزاسیون	
استخراج از طبقات فرعی	ذخایر بزرگ، هزینه آماده‌سازی بالا	
تخریب بلوکی	ذخایر توده‌ای، هزینه آماده‌سازی بالا	
جبهه کار طولانی	لایه‌ای و نازک	
کرسی چینی	پرعیار، هزینه کارگری بالا	

در حالی که کمر بالا از نظر ساختاری از سنگ‌های ضعیف تشکیل شده است شیب و به دنبال آن اختلاط ماده معدنی و باطله اهمیت خاصی دارد. اغلب در طی یک عملیات استخراج به روش ثقلی، کمر بالا شروع به تخریب می‌کند و باطله خیلی زود به داخل قیف‌های تخلیه کشیده شده و اختلاط به طور تصاعدی افزایش می‌یابد.

کانسارهای با کمر پایین کم شیب بهترین نوع کانسار برای استفاده از روش‌های اتاق و پایه، کندن و پر کردن یا جبهه کار طولانی هستند و در چنین شرایطی روش اتاق و پایه به دلیل انعطاف‌پذیری و قابلیت استخراج انتخابی و هم‌چنین توان تولید و مکانیزاسیون بالا ترجیح داده می‌شود (عطائی، ۱۳۸۴-ب).

شیب نقش مهمی در تعیین حجم آماده‌سازی و تعداد واحدهای تولیدی مورد نیاز برای هر تن ماده معدنی دارد. یک کانسار افقی نسبت به یک کانسار پر شیب‌تر نیاز به آماده‌سازی نهایی بیش‌تری دارد و در این مورد باید روش‌هایی که در شیب کم پیشروی داشته و آماده‌سازی پیش از تولید آن‌ها کم است، انتخاب شوند.

فضاهای معدن کاری یک پارامتر طول در عرض بحرانی دارند که بیش‌تر از آن پایدار نخواهند بود. مثلاً روش انباره‌ای که فضاهای باز بزرگی ایجاد می‌کند، اغلب در یک سری از پهنه‌های کوچک و برای جلوگیری از شکست کمربالا در کانسارهایی با گسترش امتدادی زیاد طراحی می‌شود و سپس این پهنه‌ها بر اساس یک طرح متناوب در جهت امتدادی استخراج می‌شوند (Bullock, 2001).

۲-۲-۳-۴- ذخیره کانسار

عمر معدن رابطه مستقیم با مقدار ذخیره دارد. ذخیره زیاد سبب طولانی شدن عمر معدن شده و بسیاری از تاسیسات باید حتی‌الامکان تا پایان عمر معدن دوام داشته باشند و این امر خود مستلزم انتخاب روشی است که این هدف را تامین کند و با توجه به انواع ذخایر معدن، امکان توسعه استخراج باشد (عطائی، ۱۳۸۴-ب).

کانسارهای با اندازه متوسط تا بزرگ را می‌توان با روش‌های سطحی و زیرزمینی استخراج کرد. البته کانسارهای قابل استخراج با روش زیرزمینی معمولاً کوچک‌تر و نازک‌تر هستند. روش‌های سطحی و زیرزمینی بزرگ مقیاس، در کانسارهای بزرگ‌تر قابل به کارگیری می‌باشند.

۳-۲-۴- فاکتورهای ایمنی

بدون توجه به آنچه استخراج می‌شود باید گفت که بزرگ‌ترین سرمایه‌های گران‌بهای یک معدن، معدنچیان آن هستند. بنابراین در محاسبات مربوط به انتخاب روش باید سلامتی و ایمنی پرسنل را یک عامل مهم دانست. در این راستا توجه به نکات زیر ضروری به نظر می‌رسد (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

۱- روش‌هایی که تمرکز کاری کمتری دارند به طور ذاتی با کاهش تماس پرسنل با خطرات، یک ایمنی نسبی حاصل می‌کنند. مثلاً جایگزینی روش VCR با روش انباره‌ای به دلیل جلوگیری از کار پرسنل در کارگاه فعال و توده ماده معدنی شکسته شده، ایمنی کار را بالا می‌برد.

۲- مکانیزاسیون بازدهی را افزایش و در عوض تعداد کارگر مورد نیاز را کاهش می‌دهد که این باعث کاهش کار فیزیکی و آسیب‌های شغلی می‌شود. بسیاری از روش‌های استخراج که قبلاً با تقسیم نیروی کار و عدم تمرکز، کار می‌کردند، اکنون با مکانیزاسیون وفق داده شده‌اند.

۳- در تمام روش‌های استخراج زیرزمینی از ماشین‌آلات پرصدا استفاده می‌شود. تولیدکنندگان در کاهش سطح صدای ماشین‌آلات خود به موفقیت‌های محدودی در طی کنترل‌های مهندسی دست یافته‌اند. بنابراین دقت به این نکته در انتخاب روش لازم است (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

۴- مشکلات ناشی از برخاستن گرد و غبار، گاز و افزایش سطح صدا در محیط محصور فضاهای زیرزمینی اگر به طور اصولی رفع نشود، عملیات معدن‌کاری در هر روش استخراج زیرزمینی را با خطرات زیادی مواجه خواهد کرد.

۵- انتخاب نادرست در روش استخراج می‌تواند یک سری خطرات و آسیب‌هایی را در مورد ایمنی کنترل زمین به وجود آورد. برای مثال استفاده از روش تخریب بلوکی در یک کانسار با مشخصات طبیعی ضعیف باعث بروز مشکلاتی خواهد شد و یا استفاده از روش استخراج از طبقات فرعی در یک ساختار ضعیف موجب گسترش مجموعه شکستگی‌های کمربالا شده و سازه‌های اطراف معدن و ایمنی کارگران را به خطر خواهد انداخت.

بنابراین تمامی خطرات احتمالی در مورد ایمنی که در نتیجه کاربرد یک روش ممکن است ایجاد شود را باید در انتخاب و طراحی روش در نظر گرفت.

۳-۲-۵- مسائل زیست محیطی

محدودیت‌های زیست محیطی شامل باطله‌های معدنی، آلودگی آب، نشست سطح زمین و... تاثیر زیادی بر هزینه‌های معدن‌کاری و در نتیجه انتخاب روش استخراج می‌گذارند. به طور کلی روش‌های استخراج زیرزمینی به جز روش‌های تخریبی در صورت انجام یک روند صحیح و منطقی عملیات، اغتشاش کمی را در محیط زیست ایجاد می‌کنند. در جایی که به حداقل رساندن آسیب‌های سطحی محیط زیست موردنظر باشد از انتخاب هر روشی مانند تخریب بلوکی و تخریب در طبقات فرعی که باعث نشست قابل توجهی در سطح زمین می‌شوند، اجتناب کرد.

در روش‌های زیرزمینی برخلاف روش‌های سطحی، انتشار گرد و غبار و گاز به هوای آزاد تنها محدود به موقعیت دوپل‌های جریان خروجی تهویه می‌باشد که موقعیت این دوپل‌ها باید به گونه‌ای طراحی شود که وزش باد، هوای آلوده را به طرف مناطق مسکونی هدایت نکند (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

۳-۲-۶- عوامل اقتصادی

در نهایت این اقتصاد است که موفقیت یا عدم موفقیت یک کار معدنی را تعیین می‌کند. این عوامل به دلیل تاثیر بر ظرفیت، سرمایه‌گذاری، جریان نقدینگی^۱، دوره بازگشت^۲ و سود، بر انتخاب روش اثر می‌گذارند (Orr, 1992).

در انتخاب روش باید دو فاکتور میزان سرمایه‌گذاری اولیه و جریان نقدینگی را با هم در نظر گرفت. در حالت ایده‌آل یک روش استخراج نباید به گونه‌ای باشد که کل سرمایه‌گذاری اولیه را قبل از رسیدن به تولید نیاز داشته باشد و در این راستا با توجه به اینکه هزینه‌های مربوط به آماده‌سازی، تجهیزات و ماشین‌آلات اصلی‌ترین هزینه‌های سرمایه‌ای معدن هستند، بنابراین روش ایده‌آل آن است که علاوه بر این که حجم آماده‌سازی پیش از تولید اندکی دارد بتواند از ماشین‌آلات کمتر و مشابه از نظر نوع استفاده کند.

امکان‌سنجی و ارزیابی اقتصادی یک کانسار بستگی به پارامترهایی مانند تناژ ماده معدنی قابل استخراج، عیار و قیمت ماده معدنی، هزینه‌های سرمایه‌ای و عملیاتی دارد که انتخاب بهترین روش استخراج بر تمامی عوامل فوق به جز قیمت ماده معدنی تاثیر می‌گذارد. به طور کلی در این زمینه دو دیدگاه متناقض بیشترین سود و سریع‌ترین دوره بازگشت سرمایه وجود دارد. بر اساس ایده بیشترین سود معمولاً روشی انتخاب می‌شود که حداکثر حجم ماده معدنی قابل استخراج فقط با یک جریان سود منطقی در طی یک دوره زمانی طولانی فراهم شود. از طرف دیگر عامل قیمت بازار فلزات پایه و قیمتی اغلب استخراج بخش پرعیار کانسار را در شروع کار، برای کاهش دوره بازگشت سرمایه دیکته می‌کند. در این مورد اگر بتوان ماده معدنی باقیمانده موجود را به طور سودآور استخراج کرد علاوه بر کاهش خطر از دست دادن بازار، شاید اقتصادی‌ترین برنامه استخراج پیاده شده باشد. به هر حال هدف اصلی ایجاد یک ترکیب بهینه بین دو حالت فوق می‌باشد.

انتخاب یک روش استخراج تاثیر قابل توجهی بر روی زمان سرمایه‌گذاری مورد نیاز از یک سو و رسیدن به درآمد از سوی دیگر دارد. برای مثال برخی از روش‌های استخراج مانند VCR، استخراج از طبقات فرعی، تخریب بلوکی و تخریب در طبقات فرعی بر آماده‌سازی متمرکزند و دوره سرمایه‌گذاری طولانی‌تری پیش از رسیدن به درآمد خواهند داشت ولی روشی مانند انباره‌ای به دوره سرمایه‌گذاری کوتاه‌تری پیش از تولید نیاز دارد (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

۳-۲-۷- ملاحظات کاری و محلی

بحث موقعیت جغرافیایی و به ویژه نیروی کار محلی از حساسیت خاصی در انتخاب روش برخوردار است. در برخی کشورها، نیروی کار فراوان و ارزان باعث می‌شود که قابلیت مکانیزاسیون یک روش، اولویت و امتیازی در این کشورها به شمار نیاید ولی در بعضی کشورها نمایندگی‌های ماشین‌آلات و تجهیزات معدنی فراوان و قابل دسترسی هستند، در این صورت استفاده از روش‌های مکانیزه بسیار مطلوب است. به هر حال بحث نیروی انسانی و مسائل مربوطه روی انتخاب شیوه استخراج تاثیر می‌گذارد (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

کاهش مخاطره سرمایه‌گذاری در کشورهای بی‌ثبات اقتصادی می‌تواند عامل اصلی در زمینه انتخاب روش به شمار رود. برای مثال در چنین شرایطی روش کندن و پرکردن در مقایسه با روش تخریب بلوکی به دلیل، اولاً هزینه سرمایه‌ای کمتر و ثانیاً دوره بازگشت سرمایه دارای اولویت باشد.

۳-۳- رویکردهای انتخاب روش استخراج مناسب

۳-۳-۱- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش نیکلاس

در سال ۱۹۸۱ نیکلاس یک روش عددی برای تعیین روش استخراج مناسب ارائه کرد. این روش برای پروژه‌هایی مناسب است که حفاری اکتشافی، ذخیره معدنی کانی را مشخص و معین کرده باشد ولی آماده‌سازی‌های زیرزمینی یا کلاً انجام نشده باشد و یا بسیار کم صورت گرفته باشد (Nicholas, 1981).

انتخاب روش استخراج با استفاده از این روش در دو مرحله انجام می‌شود. در مرحله اول، روش‌های مختلف استخراج با در نظر گرفتن عوامل و مشخصه‌های مختلف امتیازبندی و بر اساس حداکثر امتیاز مرتب می‌شوند. در مرحله دوم به منظور کاهش تعداد روش‌های مناسب و محدود کردن دامنه انتخابات، با مطالعات

تفصیلی بر اساس هزینه معدن کاری، سرمایه گذاری مورد نیاز، مقدار استخراج، در دسترس بودن نیروی کار، ملاحظات زیست محیطی و سایر خواص ویژه محلی، مناسب ترین روش استخراج مشخص و ارزیابی می شود. به عبارت دیگر در این مرحله روش هایی که در مرحله اول در اولویت قرار گرفته اند، مورد بررسی قرار گرفته تا روش مناسب انتخاب شود. لازم به توضیح است که در طول این روند روش هایی که امکان استفاده از آنها برای کانسار مورد بررسی وجود ندارد و یا استفاده از آنها منطقی نباشد، حذف خواهند شد (عطائی، ۱۳۸۶-ج).

در روش نیکلاس ده روش معمول معدن کاری مورد بررسی قرار گرفته اند که عبارتند از: روش کندن و پرکردن، جبهه کار طولانی، روباز، اتاق و پایه، انبارهای، کرسی چینی، استخراج از طبقات فرعی، تخریب در طبقات فرعی، برش از بالا و تخریب بلوکی.

در این روش، برای انتخاب روش هایی که بایستی با جزئیات بیشتری مورد بررسی قرار گیرند، ۱۳ معیار ضخامت کانسار، شیب کانسار، شکل کانسار، توزیع عیار در کانسار، RSS (نسبت مقاومت فشاری تک محوری به فشار سنگ های پوششی) در کمربالا، کمربلایین و ماده معدنی، RQD در کمربالا، کمربلایین و ماده معدنی و مقاومت برشی درزه ها در کمربالا، کمربلایین و ماده معدنی مورد مطالعه قرار می گیرد.

نیکلاس برای هر پارامتر یا ویژگی کانسار بسته به مطلوب و یا نا مطلوب بودن آن برای روش استخراج مورد نظر یکی از امتیازهای ۰، ۱، ۲، ۳، ۴ و ۴۹- منظور کرد. برای هر کانسار با توجه به مشخصات آن مجموع امتیازها برای هر یک از روش های مورد مطالعه مشخص می شوند و روش یا روش هایی که امتیاز بیشتری کسب کنند به ترتیب اولویت قابل اجرا خواهند بود. انتخاب بهترین روش استخراج منوط به مطالعه دقیق روش های با امتیاز بیشتر خواهد بود.

همان طور که گفته شد، هدف اصلی از مرحله اول انتخاب روش هایی است که باید با دقت بیشتری مورد مطالعه قرار گیرند و برای این کار عوامل و مشخصه های زیر مورد بررسی قرار می گیرد:

شکل و توزیع عیار در کانسار، مقاومت توده معدنی و سنگ های کمربالا و کمربلایین، مقدار تولید، وضعیت و کیفیت کارگران موجود، شرایط زیست محیطی، سایر ملاحظات و خصوصیات منطقه

تعیین امتیاز هر پارامتر برای کانسارهای مختلف مهم‌ترین مرحله از کار است. در صورتی که این امتیازها درست در نظر گرفته نشود، عملاً نتایج حاصل غلط خواهد بود.

در روش نیکلاس یک سری پارامترهایی از کانسار مورد بررسی قرار می‌گیرد و متناسب با روش استخراج امتیازی به پارامتر مورد نظر تعلق می‌گیرد. نیکلاس برای هر پارامتر یا ویژگی کانسار بسته به مطلوب و یا نامطلوب بودن آن برای روش استخراج مورد نظر امتیازی تعیین کرد. چگونگی تعیین امتیازها به شرح زیر است:

- امتیاز صفر: اجرای روش پیشنهادی از نظر پارامتر مورد نظر برای کانسار غیر ممکن نیست ولی خیلی کم است. به عبارتی با امتیاز صفر شانس به کارگیری روش افزایش پیدا نمی‌کند و فقط روش کنار گذاشته نمی‌شود.

- امتیاز ۱ و ۲: قابل اجرا بودن روش پیشنهادی را از نظر پارامتر مذکور مشخص می‌کند. بنابراین در صورتی که استفاده از روش استخراج مورد بررسی با توجه به آن مشخصه‌ها امکان‌پذیر باشد امتیاز ۱ یا ۲ منظور می‌شود.

- امتیاز ۳ و ۴: نشان دهنده مطلوبیت اجرای روش استخراج پیشنهادی از نظر پارامتر عنوان شده خواهد بود و به عبارت دیگر شرایط موجود بهترین حالت برای کاربرد روش است.

- امتیاز ۴۹: هرگاه روشی برای کانسار به هیچ وجه مطلوب نباشد از امتیاز ۴۹- استفاده می‌شود. دلیل استفاده از امتیاز ۴۹- آن است که مجموع امتیازهای روش نامناسب را منفی نماید و آن روش از گردونه انتخابات حذف شود.

در نهایت مجموع امتیازها برای هر ۱۰ روش مورد مطالعه مشخص می‌شوند و روش‌هایی که امتیاز بیشتری کسب کنند به ترتیب اولویت قابل اجرا خواهند بود. باید توجه داشت که انتخاب نهایی روش استخراج منوط به مطالعه دقیق روش‌های با امتیاز بیشتر خواهد بود (Nicholas, 1981). امتیاز معیارهای مختلف بر طبق روش نیکلاس در جدول ۳-۳ درج شده است.

جدول ۳-۳- امتیازبندی پارامترهای طرح نیکلاس (Nikolas, 1981)

پارامتر (واحد)	روپاز	تخریب توده‌ای	استخراج از طبقات فرعی	تخریب در طبقات فرعی	جبهه کار طولانی	اتاق و پایه	انبارهای	کندن و برکردن	برش از بالا	کرسی چینی
ضخامت (متر)	بسیار ضخیم (<100)	۴	۴	۴	-۴۹	-۴۹	۲	۰	۴	۱
	ضخیم (۳۰-۱۰۰)	۴	۲	۴	-۴۹	-۴۹	۴	۰	۲	۱
	متوسط (۱۰-۳۰)	۳	۰	۲	۰	۰	۲	۴	۰	۴
	نازک (<۱۰)	۲	-۴۹	۱	-۴۹	۴	۴	۱	-۴۹	۴
شیب (درجه)	شیب کم (<۲۰)	۳	۳	۲	۱	۴	۲	۰	۴	۲
	شیب متوسط (۲۰-۵۵)	۳	۲	۱	۱	۰	۱	۳	۱	۳
	شیب تند (>۵۵)	۴	۴	۴	۴	-۴۹	۰	۴	۲	۳
شکل کانسار	توده‌ای	۳	۴	۲	۳	-۴۹	۲	۰	۳	۰
	لایه‌ای-رگه‌ای	۲	۲	۲	۴	۴	۲	۴	۲	۲
	بی شکل	۳	۰	۱	۱	-۴۹	۲	۲	۰	۴
توزیع عیار	یکنواخت	۳	۴	۲	۴	۴	۲	۳	۴	۳
	تغییرات تدریجی	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۳	۲	۳
	مغشوش	۳	۰	۱	۰	۰	۳	۳	۰	۳
نسبت RSS کانسار	محکم (>۱۵)	۴	۱	۴	۳	۰	۴	۲	۳	۱
	متوسط (۸-۱۵)	۴	۱	۳	۳	۱	۳	۲	۳	۱
	ضعیف (<۸)	۳	۴	-۴۹	۰	۴	۰	۱	۲	۴
نسبت RSS کمربالا	محکم (>۱۵)	۴	۱	۴	۱	۰	۱	۲	۱	۲
	متوسط (۸-۱۵)	۴	۲	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۲
	ضعیف (<۸)	۳	۴	-۴۹	۳	۴	۰	۴	۴	۳

۲	۳	۲	۳	۴	۲	۴	۴	۳	۴	محکم (>۱۵)	نسبت RSS کمرباین
۲	۳	۲	۳	۲	۲	۲	۲	۳	۴	متوسط (۸-۱۵)	
۴	۲	۴	۲	۰	۲	۰	۰	۲	۴	ضعیف (<۸)	

ادامه جدول ۳-۳- امتیاز بندی پارامترهای روش نیکلاس

پارامتر										شاخص کیفی	
کرسی چینی	برش از بالا	کندن و پر کردن	انبارهای	اتاق و پایه	جبهه کار طولانی	تخریب در طبقات فرعی	استخراج از طبقات فرعی	تخریب توده‌های	روبار		(واحد)
۱	۴	۲	۴	۴	۰	۴	۴	۰	۴	خیلی سست (۰-۲۰)	کانسار (RQD)
۲	۲	۲	۴	۲	۰	۴	۱	۳	۴	سست (۲۱-۴۰)	
۴	۱	۳	۱	۱	۴	۲	۰	۴	۳	خوب (۴۱-۷۰)	
۴	۱	۲	۰	۰	۴	۰	۰	۴	۲	بسیار خوب (۷۱-۱۰۰)	شاخص کیفی کمربالا (RQD)
۲	۰	۲	۰	۴	۰	۱	۴	۰	۴	خیلی سست (۰-۲۰)	
۲	۴	۲	۴	۲	۳	۴	۱	۳	۴	سست (۲۱-۴۰)	
۳	۳	۳	۴	۱	۴	۴	۰	۴	۳	خوب (۴۱-۷۰)	
۳	۳	۳	۴	۰	۴	۳	-۴۹	۳	۲	بسیار خوب (۷۱-۱۰۰)	شاخص کیفی کمرباین (RQD)
۲	۴	۲	۲	۳	۳	۴	۴	۳	۴	خیلی سست (۰-۲۰)	
۲	۴	۲	۴	۳	۴	۳	۲	۳	۴	سست (۲۱-۴۰)	
۴	۳	۴	۳	۱	۲	۱	۰	۳	۳	خوب (۴۱-۷۰)	
۴	۱	۴	۲	۰	۱	۰	۰	۱	۲	بسیار خوب (۷۱-۱۰۰)	مقاومت برشی درزه‌های کانسار
۲	۴	۲	۴	۴	۰	۲	۴	۰	۴	محکم	
۲	۲	۳	۲	۲	۳	۲	۲	۳	۳	متوسط	

۴	۱	۳	۰	۰	۴	۰	۰	۴	۲	ضعیف	مقاومت برشی
۲	۰	۲	۰	۴	۰	۰	۴	۰	۴	محکم	
۳	۲	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۳	متوسط	درزه‌های کمربالا
۴	۴	۴	۴	۰	۴	۴	۰	۴	۲	ضعیف	مقاومت برشی
۲	۳	۲	۳	۳	۳	۴	۴	۳	۴	محکم	
۴	۲	۴	۲	۳	۳	۲	۱	۳	۳	متوسط	درزه‌های
۴	۱	۴	۲	۰	۱	۰	۰	۱	۲	ضعیف	کمربالین

با وجود تلاش‌های ارزشمند نیکلاس، این روش دارای معایبی است که در نهایت منجر به انتخاب

بهترین روش نخواهد شد. این معایب عبارتند از (عطائی و بیطرفان، ۱۳۸۲):

۱- همه عوامل موثر در انتخاب روش استخراج به کار برده نشده است. به عنوان مثال عمق یا نسبت

باطله به ماده معدنی که از عوامل بسیار مهم در انتخاب روش هستند، مورد توجه قرار نگرفته است.

۲- طبق روش نیکلاس اختلاف بین مطلوب بودن شرایط برای یک روش و نامطلوب بودن آن شرایط

برای روش دیگر حداکثر ۴ امتیاز می‌باشد. بنابراین دامنه تغییرات امتیازدهی بین مطلوبیت و نامطلوب بودن کم است.

۳- معیارهایی که برای انتخاب روش استخراج مورد بررسی قرار می‌گیرند، برای تمام روش‌های

استخراج دارای اهمیت یکسانی نمی‌باشد. بعضی از معیارها در بعضی از روش‌ها بسیار مهم و حتی تعیین

کننده هستند ولی همین معیارها برای روش‌های دیگر نقش مهمی ندارند و امکان استفاده از آن روش

بستگی قطعی به وجود و عدم وجود این معیارها ندارد. به عنوان مثال سست بودن کمربالا در برخی از

روش‌های استخراج از جمله روش‌های تخریبی بسیار مهم می‌باشد ولی این پارامتر برای روش‌هایی مانند

کندن و پرکردن و کرسی چینی اهمیت زیادی ندارد. لذا باید ضریب اهمیت برای هر یک از پارامترها در

ارتباط با روش‌های مختلف تعریف شود.

۴- برخی از روش‌های استخراج قدیمی، با توجه به پیشرفت تکنولوژی، اجرای آنها غیر اقتصادی است و همچنین از روش‌های جدید استخراج که امروزه رو به گسترش است و جوابگوی پیشرفت صنعت می‌باشد، در این طرح استفاده نشده است.

۵- در این روش برای هر مشخصه بدون در نظر گرفتن سایر مشخصه‌ها امتیاز تعیین می‌شود و حتی فقط نامناسب بودن یک مشخصه باعث حذف روش می‌شود. به عنوان مثال به روش تخریب در طبقات فرعی برای ضخامت‌های کمتر از ۱۰ متر امتیاز ۴۹- داده شده که باعث حذف روش می‌شود ولی اگر این مشخصه با شیب کانسار هم‌زمان مورد بررسی قرار گیرد، این روش قابل اجرا است. از طرف دیگر عکس این موضوع نیز صادق است. یعنی به علت بررسی یک مشخصه به تنهایی در برخی موارد به یک مشخصه امتیاز زیادی داده می‌شود و باعث انتخاب یک روش می‌شود که عملاً قابل استفاده نمی‌باشد. به عنوان مثال به روش اتاق و پایه برای حالت لایه‌ای امتیاز ۴ داده شده است در صورتی که اگر شیب لایه خیلی زیاد باشد، این روش قابل کاربرد نمی‌باشد. به عبارت دیگر باید دو مشخصه شکل و شیب را برای روش اتاق و پایه حتماً به طور هم‌زمان مورد بررسی قرار داد.

۳-۲-۳- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش نیکلاس اصلاح شده

در اصلاحاتی که در سال ۱۹۹۲ در روش نیکلاس انجام گرفت سعی شد ضریب اهمیت پارامترها برای روش‌های مختلف استخراج اعمال شود. بنابراین فاکتور وزنی^۱ برای هندسه کانسار^۲ شامل شکل، شیب، ضخامت و توزیع عیار کانسار و خواص مکانیک سنگی شامل مقاومت فشاری تک محوری، مقاومت برشی و فاصله درزه‌های ماده معدنی، کمربالا و کمربالین در نظر گرفته شده است. به طوری که بر اساس تجربیات شخصی بر طبق جدول ۳-۴ هر گروه از فاکتورهای وزن که با شرایط کانسار مناسب‌تر است در امتیازهای قبلی تاثیر داده می‌شود (Nicholas, 1992).

جدول ۳-۴- فاکتور وزنی روش نیکلاس اصلاح شده (Nicholas, 1992).

1-Weighting Factor
4- Miller

2- Deposit Geometry

3- University of British Colombia

فاکتور وزن			پارامتر	
۱	۱	۱	ضخامت، شیب، شکل و توزیع عیار	
۱/۳	۰/۸	۱	ماده معدنی	خواص مکانیک سنگی
۱/۳	۰/۶	۰/۸	کمربالا	
۱/۳	۰/۴	۰/۵	کمرپایین	

۳-۳-۳- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش UBC³

مایرلر^۴ و هم‌کاران، در سال ۱۹۹۵ با توجه به معایب روش نیکلاس همه مشخصات و امتیازهای این روش را بر اساس عملیات تجربی معدن‌کاری در کانادا اصلاح کردند. در روش UBC ارجحیت خاصی به روش‌های استخراج کارگاهی مانند اتاق و پایه، کندن و پرکردن، استخراج از طبقات فرعی به جای روش‌های استخراج توده‌ای و تخریبی داده شده است که شاید هزینه بالای بررسی‌های مکانیک سنگی و ژئوتکنیکی روش‌های تخریبی و هم‌چنین پیشرفت تکنیک‌های نگهداری، رفتارسنجی و استفاده از تجهیزات کنترل از راه دور روش‌های بدون نگهداری در زمین‌های ضعیف دلیل اصلی آن باشد. تفاوت‌های اساسی بین روش UBC و روش نیکلاس وجود دارد که در زیر به آن اشاره می‌شود:

۱- در این روش علاوه بر اعداد ۰، ۱، ۲، ۳، ۴ و ۴۹- در روش نیکلاس اعداد ۵، ۶ و ۱۰- نیز به کار رفته که مفهوم آن‌ها بدین صورت است که امتیازهای ۵ و ۶ فقط برای شرایط بسیار مناسب ماده معدنی و کمربالا به جای امتیاز ۴ به کار می‌روند و هم‌چنین امتیاز ۱۰- استفاده از یک روش را در شرایط موجود بسیار نامناسب نشان می‌دهد ولی کاربرد آن را به شدت رد نمی‌کند. بنابراین از این عدد گاهی به جای عدد ۴۹- استفاده می‌شود (افزایش تعداد امتیازها از ۶ عدد به ۹ عدد).

۲- در روش نیکلاس پارامتر ضخامت با گروه نازک و ضخامت بین ۰ تا ۱۰ متر آغاز می‌شود است در حالی که در روش UBC گروه بسیار نازک برای رگه‌های با ضخامت بین ۰ تا ۳ متر نیز به وجود آمده است (کاهش درصد اشتباه با کوچک کردن محدوده پارامترها).

۳- در روش UBC برای حذف و یا محدود کردن تاثیر روش روباز برای کنسارهای عمیق پارامتر عمق را تعریف کردند. این روش در مقایسه با روش نیکلاس شانس انتخاب روش استخراج روباز برای کنسارهای عمیق را کاهش می دهد.

۴- در روش UBC علاوه بر استفاده از RSS، برای طبقه بندی مکانیک سنگی کنسار به جای RQD از RMR استفاده شده است.

۵- در تقسیم بندی پارامتر مقاومت در روش UBC گروه بسیار ضعیف اضافه شده که این تقسیم بندی در روش نیکلاس وجود ندارد.

۶- در امتیازدهی UBC میزان تاثیر خواص مکانیک سنگی ماده معدنی، کمر بالا و کمر پایین بر انتخاب روش استخراج متفاوت است. بنابراین با توجه به تاثیر بسیار کم وضعیت کمر پایین در روش های اتاق و پایه و جبهه کار طولانی از امتیازدهی آن صرف نظر شده است.

با توجه به اصلاحات فوق امتیاز دهی روش UBC به صورت جدول ۳-۵ ارائه شده است.

جدول ۳-۵- امتیازبندی پارامترهای روش UBC (Miller et al. 1995)

پارامتر (واحد)	رو باز	تخریب توده ای	استخراج از طبقات فرعی	تخریب در طبقات فرعی	جبهه کار طولانی	اتاق و پایه	انبارهای	کندن و پرکردن	برش از بالا	گرسی چینی	ضخامت (متر)	
											بسیار ضخیم (>100)	ضخیم (30-100)
	۴	۴	۴	۴	-۴۹	-۴۹	-۴۹	۰	۱	۰	بسیار نازک (3-10)	
	۴	۳	۴	۴	-۴۹	-۴۹	-۴۹	۱	۲	۰	بسیار نازک (<3)	
	۳	۰	۳	۰	۰	۱	۰	۴	۰	۲	شیب کم (<20)	
	۲	-۴۹	۱	-۴۹	۳	۳	۴	۴	۱	۳	متوسط (20-55)	
	۱	-۴۹	-۱۰	-۴۹	۴	۴	۴	۳	۱	۴		
	۳	۲	۱	۱	۰	۰	۰	۳	۲	۳		

شیب	شیب تند (>۵۵)	۱	۴	۴	۴	۴	-۴۹	۴	۴	۴	۰	۲
شکل	توده‌ای	۴	۴	۳	۳	۳	-۴۹	۰	۰	۰	۱	۰
	لایه‌ای-رگه‌ای	۲	۲	۴	۴	۴	۴	۴	۴	۴	۲	۱
	بی شکل	۳	۰	۱	۱	۱	-۴۹	۲	۲	۲	۰	۴
	کانسار	۳	۳	۴	۴	۳	۳	۴	۴	۳	۲	۰
عیار	توزیع	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۱	۱
	تعییرات تدریجی	۳	۲	۴	۲	۲	۱	۲	۲	۲	۲	۱
	نامنظم	۲	۲	۳	۲	۲	۰	۰	۰	۲	۱	۳
نسبت RSS	محکم (>۱۵)	۳	۰	۴	۲	۲	۱	۶	۴	۴	۰	۰
	متوسط (۱۰-۱۵)	۳	۱	۴	۳	۳	۲	۳	۳	۴	۱	۱
	ضعیف (۵-۱۰)	۳	۲	۲	۲	۲	۵	۰	۳	۲	۲	۳
	بسیارضعیف (<۵)	۴	۴	۰	۰	۲	۶	۰	۲	۰	۳	۴
نسبت RSS کمربالا	محکم (>۱۵)	۴	۰	۵	۱	۲	۶	۴	۴	۴	۲	۰
	متوسط (۱۵-۱۰)	۴	۲	۴	۲	۲	۲	۲	۴	۲	۲	۱
	ضعیف (۵-۱۰)	۳	۳	۱	۳	۳	۵	۰	۲	۲	۲	۲
	بسیارضعیف (<۵)	۳	۴	۰	۰	۴	۶	۰	۲	۰	۳	۴

ادامه جدول ۳-۵- امتیازبندی پارامترهای روش UBC (Miller et al. 1995)

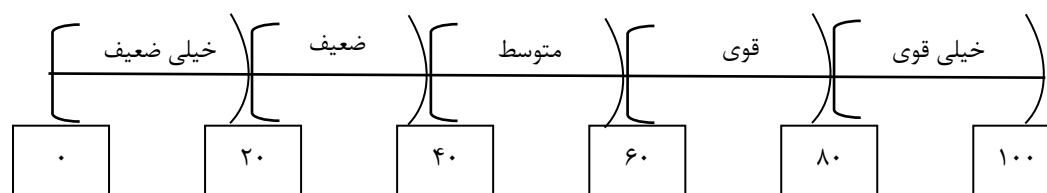
پارامتر (واحد)	روپاز	تخریب توده‌ای	استخراج از طبقات فرعی	تخریب در طبقات فرعی	جبهه‌کار طولانی	اتاق و پایه	انبارهای	کندن و پرکردن	برش از بالا	کرسی چینی
نسبت RSS کمربالین	محکم (>۱۵)	۴	۱	۲	۰	۰	۴	۲	۱	۰
	متوسط (۱۵-۱۰)	۴	۲	۲	۰	۰	۴	۲	۱	۰
	ضعیف (۵-۱۰)	۳	۳	۱	۲	۰	۲	۲	۲	۲
	بسیارضعیف (<۵)	۳	۴	۰	۱	۰	۰	۱	۲	۳
RMR	۳	۴	۱	۳	۶	-۴۹	۰	۰	۳	۴

۴	۲	۱	۱	۰	۶	۴	۳	۳	۳	ضعیف (۲۱-۴۰)	ماده معدنی
۱	۱	۲	۳	۳	۴	۳	۴	۲	۳	متوسط (۴۱-۶۰)	
۰	۱	۳	۳	۵	۲	۱	۴	۰	۳	خوب (۶۱-۸۰)	
۰	۰	۳	۳	۶	۲	۰	۴	-۴۹	۳	بسیار خوب (۸۱-۱۰۰)	
۴	۰	۳	۰	-۴۹	۶	۴	-۴۹	۳	۲	بسیار ضعیف (۰-۲۰)	RMR کمر بالا
۴	۰	۵	۰	۰	۵	۴	۰	۳	۳	ضعیف (۲۱-۴۰)	
۱	۲	۴	۲	۳	۴	۳	۳	۳	۴	متوسط (۴۱-۶۰)	
۰	۳	۳	۴	۵	۳	۲	۴	۲	۴	خوب (۶۱-۸۰)	
۰	۳	۳	۴	۶	۳	۲	۴	۲	۴	بسیار خوب (۸۱-۱۰۰)	RMR کمر پایین
۳	۰	۳	۰	-	-	۱	۰	۳	۲	بسیار ضعیف (۰-۲۰)	
۱	۰	۳	۰	-	-	۲	۰	۳	۳	ضعیف (۲۱-۴۰)	
۰	۱	۲	۲	-	-	۳	۲	۳	۴	متوسط (۴۱-۶۰)	
۰	۲	۲	۳	-	-	۳	۳	۲	۴	خوب (۶۱-۸۰)	عمق (متر)
۰	۲	۲	۳	-	-	۳	۳	۲	۴	بسیار خوب (۸۱-۱۰۰)	
۲	۱	۴	۲	۲	۳	۲	۲	۳	-۴۹	عمیق (>۶۰)	
۱	۱	۳	۳	۳	۲	۲	۴	۳	۰	متوسط (۱۰۰-۶۰۰)	
۱	۲	۲	۳	۳	۲	۳	۳	۲	۴	کم عمق (<۱۰۰)	

۳-۳-۴ روش UBC اصلاح شده (MMS)

مشکل عمده روش UBC و سایر روش‌های کمی، عدم داشتن فرض درستی از ارتباط بین طبقات معرف پارامترهای مورد نظر به خصوص در نزدیکی شرایط مرزی است. به طور کلی می‌توان گفت، این روش‌ها ابهام در شرایط مرزی را در نظر نمی‌گیرند زیرا اساس طبقه‌بندی پارامترها در آن به صورت مجموعه‌های کلاسیک می‌باشد. این مجموعه‌ها قادر به پاسخ‌گویی مسایل در شرایط مبهم و عدم اطمینان در

شرایط واقعی انتخاب روش استخراج نمی‌باشند. برای رفع این نقص پارامترهای ورودی روش UBC طبق مجموعه‌های فازی تعریف شده‌اند. در تئوری کلاسیک به یک گردآیه^۱ وقتی و فقط وقتی لفظ مجموعه اطلاق می‌شود که اعضا آن دقیقاً مشخص و معین باشند. در مفهوم زیرمجموعه‌ها نیز چنین است. نقص موجود در روش‌های کمی استخراج (که در اینجا روش UBC مد نظر قرار گرفته است) به همین تعریف باز می‌گردد. برای بیان این موضوع، RMR را که یکی از پارامترهای موثر در روش استخراج در روش UBC و بیان کننده کیفیت توده سنگ می‌باشد، در نظر گرفته می‌شوند. پارامتر RMR عددی بین ۰-۱۰۰ درصد است. در روش UBC این امتیاز به پنج طبقه خیلی ضعیف، ضعیف، متوسط، قوی و خیلی قوی تقسیم می‌شود که بیان کننده کیفیت توده سنگ می‌باشد. امتیاز RMR مشخص کننده حدود این طبقات به ترتیب "صفر تا ۲۰ درصد"، "۲۰ تا ۴۰ درصد"، "۴۰ تا ۶۰ درصد"، "۶۰ تا ۸۰ درصد"، "۸۰ تا ۱۰۰ درصد" است. این طبقات در حقیقت بیان کننده زیرمجموعه‌هایی است که کل مجموعه مرجع RMR را افزایش می‌کنند. این زیر مجموعه‌های کلاسیک را می‌توان به صورت شکل ۳-۱ نشان داد. همان‌طور که در این شکل نشان داده شده است، رده بندی RMR در نزدیکی مرزها بی‌اعتبار است. به طور مثال اگر کانساری دارای RMR برابر ۸۰ درصد باشد در طبقه "خوب" قرار می‌گیرد، در صورتی که RMR، ۸۱ درصد در طبقه خیلی خوب قرار خواهد گرفت با آن که تفاوت زیادی با RMR، ۸۰ درصد ندارد. این در حالی است که برای مثال، در روش استخراج تخریبی به پارامتر RMR در طبقه خیلی خوب امتیاز ۴۹-، داده شده و شانس انتخاب شدن این روش استخراج به صفر می‌رسد و برای طبقه خوب امتیاز صفر داده می‌شود که تاثیری در امتیاز و احتمال انتخاب شدن این روش ندارد. این نقص را به گونه‌ای دیگر نیز می‌توان بررسی کرد. با افزایش RMR ذخیره معدنی احتمال استفاده از روش تخریب توده‌ای باید کاهش یابد در حالی که RMR برابر با ۲۱، ۲۵، ۳۰ و ۳۹ درصد، همگی در طبقه ضعیف قرار گرفته و امتیازات برابری در روش تخریب توده‌ای خواهد گرفت.



شکل ۳-۱- نمایش تقسیم‌بندی RMR به صورت مجموعه‌های کلاسیک (Clayton et al. 2004)

به این ترتیب ناتوانی مجموعه‌های کلاسیک در بیان ابهام شرایط مرزی روشن‌تر می‌شود. این نقص در مورد سایر پارامترهای موثر در انتخاب روش UBC نظیر شیب، عمق و ... نیز به چشم می‌خورد. در مورد RMR تقسیم‌بندی فوق را به صورت مجموعه‌های فازی تعریف می‌شود.

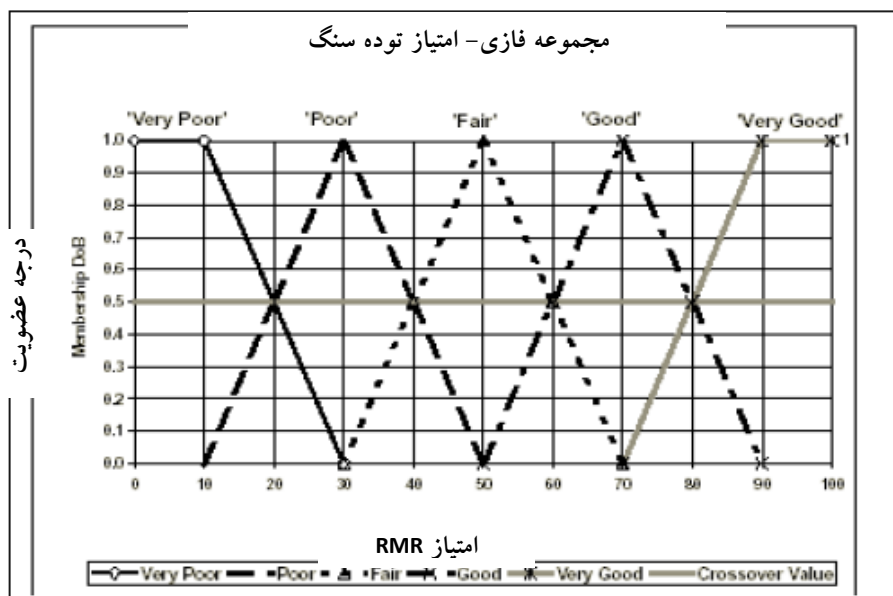
در یک مجموعه کلاسیک ویژگی مجموعه کاملاً روشن و دقیقاً مشخص است و بنابراین تابع درجه عضویت یک شیء یا فرد در این مجموعه‌ها برابر ۰ یا ۱ خواهد بود. مثلاً مجموعه اعداد زوج یک مجموعه کلاسیک (قطعی) است که درجه عضویت عدد ۳ در این مجموعه ۰ و در درجه عضویت عدد ۴ در این مجموعه ۱ است.

در صورتی که این ویژگی کاملاً مشخص نباشد و به عبارت دیگر عضویت بعضی یا تمام اعضا کاملاً روشن و مشخص نباشد؛ یک مجموعه فازی خواهیم داشت. در این صورت یک عضو می‌تواند تا درصدی (درجه‌ای) به مجموعه تعلق داشته باشد و لذا برد تابع عضویت این مجموعه‌ها برابر خواهد بود با: $[0,1]$. در تئوری مجموعه‌های فازی عددی از فاصله $[0,1]$ به عنوان درجه عضویت μ به هر عضو مجموعه (X) برای بیان تعلق آن مجموعه نسبت داده می‌شود و به صورت رابطه ۳-۱ نمایش داده می‌شود:

$$A = \left\{ \frac{\mu_A(\chi_1)}{\chi_1}, \frac{\mu_A(\chi_2)}{\chi_2}, \dots, \frac{\mu_A(\chi_n)}{\chi_n} \right\} \quad (1-3)$$

برای نشان دادن درجه عضویت هر طبقه می‌توان از نمودار تابع عضویت مجموعه‌های فازی برای طبقات فوق استفاده کرد. به نظر کلایتون^۱ توزیع درجه عضویت‌ها برای زیر مجموعه‌های فازی که امتیاز RMR را افزایش می‌کنند مطابق شکل ۳-۲ است.

بنابراین کیفیت توده سنگ مرزهای دقیقی برای تمایز ندارد و باید افزایش فازی تعریف شود. برای مثال کیفیت "خیلی ضعیف، ضعیف، متوسط، قوی یا خیلی قوی" بودن برای توده سنگ از آن جمله هستند. این کیفیت در عین حال که مکمل یکدیگرند یعنی هر توده سنگی بالاخره از دایره کیفیت خیلی ضعیف، ضعیف و ... بیرون نیست، اما مرز بین این ویژگی‌ها نیز دقیق نیست یعنی بسیاری از توده‌ها را هم می‌توان در گروه ضعیف و هم متوسط شمرد. با این تفاوت که ممکن است بیشتر ضعیف حساب شود تا متوسط.



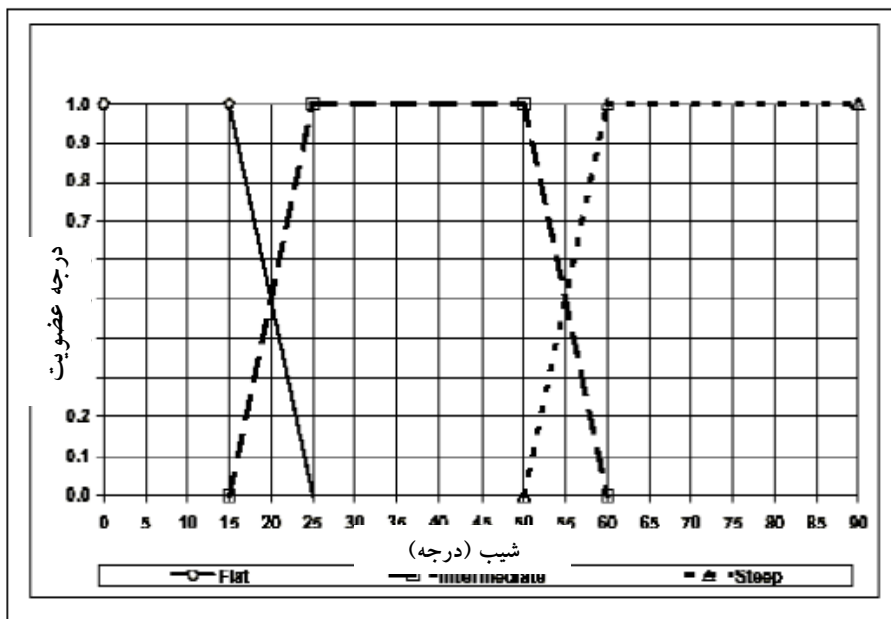
شکل ۳-۲- نمودارهای توزیع درجه عضویت افزایشی فازی RMR (Clayton et al. 2004)

برای RMR برابر ۸۰ درصد می توان نوشت:

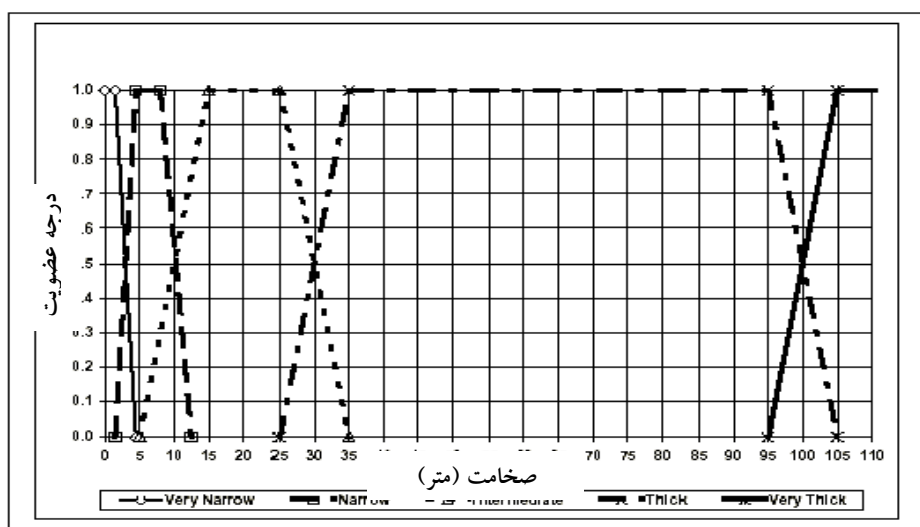
$$RMR = \left\{ \frac{0.5}{good}, \frac{0.5}{verygood} \right\} \quad (۳-۲)$$

بدین ترتیب RMR، ۸۰ درصد مبهم نیست و در تعریف جدید با درجه عضویت ۰/۵ در طبقه "خوب" و با درجه عضویت ۰/۵ در طبقه "خیلی خوب" قرار می گیرد. بنابراین می توان نحوه امتیازدهی را به گونه ای تعریف کرد که نواقص ذکر شده قبلی را نداشته باشد.

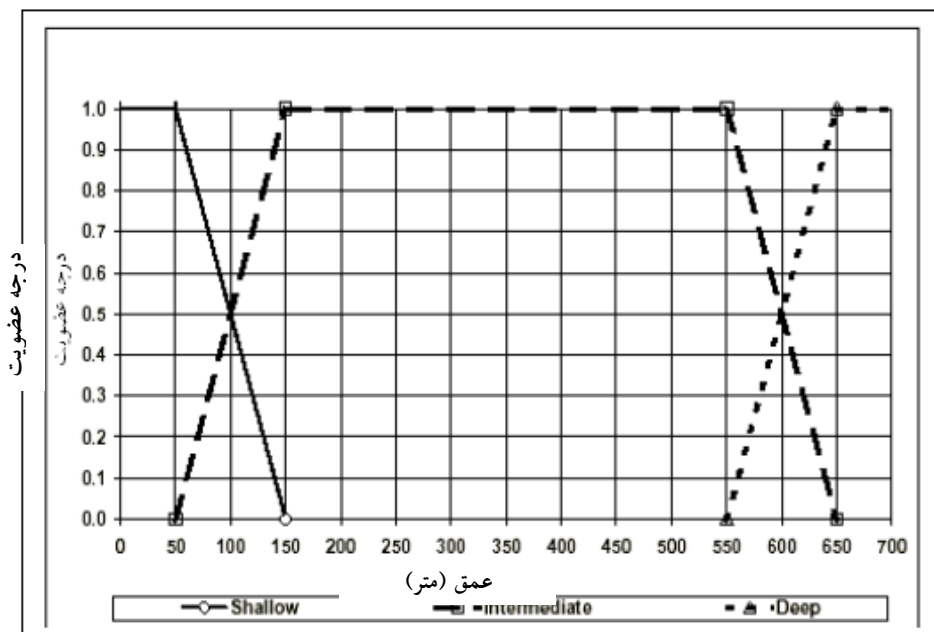
پارامترهای روش UBC (شکل عمومی کانسار، نحوه توزیع عیار در کانسار، ضخامت ماده معدنی، شیب کانسار، عمق متوسط کانسار، امتیاز RMR و نسبت مقاومت فشاری تک محوری به فشار سنگ های پوششی (RSS)) همگی فازی بوده و فاقد مرزهای دقیق هستند. در روش UBC هریک از این پارامترها طبق مجموعه های کلاسیک به طبقاتی تقسیم شده است. در روش UBC اصلاح شده برای کلیه پارامترها (به غیر از شکل عمومی و توزیع عیار کانسار) افزایشی فازی تعریف شده است. نمودار توزیع درجه عضویت های تقسیم بندی ضخامت، شیب، عمق و RSS در شکل های ۳-۳ تا ۳-۶ نشان داده شده است.



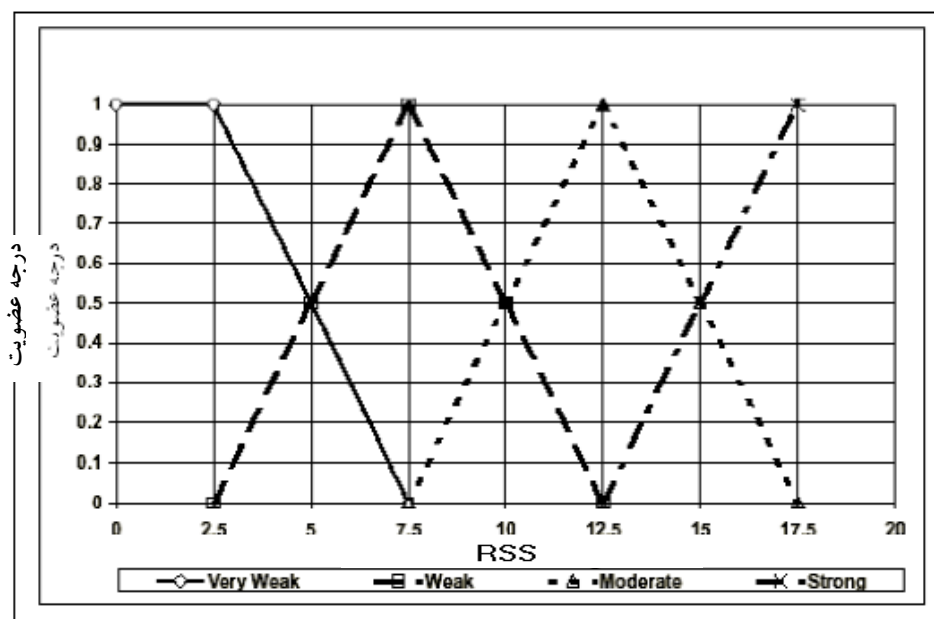
شکل ۳-۳- نمودار توزیع درجه عضویت افرازیهای فازی ضخامت کانسار (Clayton et al. 2004)



شکل ۳-۴- نمودار توزیع درجه عضویت افرازیهای فازی شیب کانسار (Clayton et al. 2004)



شکل ۳-۵- نمودار توزیع درجه عضویت افزایش عمق کانسار (Clayton et al. 2004)



شکل ۳-۶- نمودار توزیع درجه عضویت افزایشهای مربوط به پارامتر RSS (Clayton et al. 2004)

در UBC همانند روش نیکلاس، ده روش: روباز (OP)، تخریب بلوکی (BC)، استخراج طبقات فرعی (SS)، تخریب طبقات فرعی (SC)، جبهه کار طولانی (LW)، اتاق و پایه (RP)، انبارهای (SH)، کندن و پرکردن (CF)، استخراج برشی از بالا (TS) و کرسی چینی کارگاه (SQ) با هم مقایسه می‌شوند. امتیازات پارامترها در روش

اصلاح شده جدید همانند روش UBC است، با این تفاوت که بعد از مشخص کردن درجه عضویت‌های طبقات از نمودارهای مربوطه برای محاسبه امتیاز نهایی هر یک از روش‌های استخراج از رابطه زیر استفاده خواهد شد:

$$\begin{aligned} \text{Total Rating} &= f(S, G, D, P, \text{RMR}, \text{RSS}) \\ &= \sum \{ \text{DOB} (s, g, d, p, \text{rmr}, \text{rss}) \times \text{RANK} (s, g, d, p, \text{rmr}, \text{rss}) \} \end{aligned} \quad (3-3)$$

DOB: درجه عضویت

S: شکل کانسار

G: نحوه توزیع عیار

P: شیب کانسار

D: عمق کانسار

RMR: امتیاز RMR برای کمربالا، کانسار و کمرپایین آن

RSS: مقاومت ماده سنگ برای کمربالا، کانسار و کمرپایین آن

Rank: امتیاز مربوط به روش‌های معدن کاری

به عنوان مثال اگر عمق کانسار ۱۲۵ متر فرض شود، در آن صورت عمق کانسار در طبقه "متوسط"

قرار گرفته و در روش UBC اصلاح شده امتیاز عمق برای روش استخراج از طبقات فرعی برابر است با:

$$3 \times 0/25 + 3 \times 0/75 + 2 \times 0 = 3$$

۳-۳-۵- انتخاب روش استخراج مناسب با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره

۳-۳-۵-۱- روش تحلیل سلسله مراتبی

روش تحلیل سلسله مراتبی (AHP¹) در سال ۱۹۸۰ توسط محققى به نام توماس-ال- ساعتى^۲ ارائه شد. در این روش مسأله تصمیم‌گیری به سطوح مختلف هدف، معیارها و زیر معیارها و آلترناتیوها تقسیم می‌شود تا تصمیم‌گیرنده بتواند به راحتی در کوچک‌ترین تصمیم‌گیری دقت نماید. مهم‌ترین قابلیت روش تحلیل سلسله مراتبی در توانایی تبدیل ساختار سلسله مراتبی یک مسئله پیچیده چند شاخصه به ساختار بسط داده شده برای درک بهتر تصمیم‌گیرنده از مسئله تصمیم‌گیری می‌باشد. مهم‌ترین مزیت به کارگیری روش تحلیل سلسله مراتبی استفاده از مقایسه زوجی برای مشخص کردن اهمیت نسبی گزینه‌ها در ارتباط با هر معیار می‌باشد (Saaty, 2001).

فرآیند تحلیل سلسله مراتبی با ساختن سلسله مراتبی شروع و پس از محاسبه ضریب اهمیت معیارها و محاسبه نرخ ناسازگاری سیستم مناسب‌ترین گزینه انتخاب می‌شود. مراحل فرآیند تحلیل سلسله مراتبی به ترتیب زیر است:

۱- ساختن سلسله مراتبی

اولین قدم در فرآیند تحلیل سلسله مراتبی ساختن سلسله مراتب مسأله است که معمولاً به ترتیب در آن هدف، معیارها (در صورت وجود زیرمعیارها) و گزینه‌ها نشان داده می‌شود. روش ساختن سلسله مراتبی بستگی به نوع تصمیم اتخاذ شده دارد و به صورت مختلفی ساخته می‌شود. در یک سلسله مراتبی محدودیتی برای تعداد سطوح وجود ندارد. زیر معیارهای هر معیار ممکن است به صورت فاصله‌های عددی و یا پارامترهای کیفی مانند زیاد، متوسط، کم باشد.

۲- محاسبه وزن عناصر در AHP

محاسبه وزن در AHP به دو صورت می‌باشد (Bascetin, 2007):

¹ - Analytical Hierarchy Process (AHP)

² - Thomas L. Saaty

وزن نسبی^{۱۲}وزن نهایی^{۱۳}

الف - محاسبه وزن نسبی

برای محاسبه وزن در تحلیل سلسله مراتبی، عناصر هر سطح نسبت به عنصر مربوط خود در سطح بالاتر به صورت زوجی مقایسه شده و ماتریس مقایسه زوجی تشکیل می‌شود.

تخصیص امتیازات عددی مربوط به مقایسه زوجی اهمیت دو گزینه یا دو شاخص بر اساس جدول ۳-۶ صورت می‌گیرد.

جدول ۳-۶ - طبقه‌بندی کمی و کیفی برای مقایسه زوجی معیارها (Saaty & Alexander, 1981)

امتیاز عددی	مقایسه نسبی شاخص‌ها (قضاوت شفاهی)
۹	اهمیت مطلق
۷	اهمیت خیلی قوی
۵	اهمیت قوی
۳	اهمیت ضعیف
۱	اهمیت یکسان
۸، ۴، ۲ و ۱	ترجیحات بین فواصل فوق

یک ماتریس مقایسه زوجی به صورت زیر نشان داده می‌شود:

جدول ۳-۷ - ماتریس مقایسه زوجی (Sipahioglu, 2005)

	Criterion 1	Criterion 2	...	Criterion n
Criterion 1	$a_{1/1}$	$a_{1/2}$...	$a_{1/n}$
Criterion 2	$a_{2/1}$	$a_{2/2}$...	$a_{2/n}$
⋮	⋮	⋮	...	⋮

¹ - Local Priority

² - Overall Priority

Criterion n	a_n/a_1	a_n/a_2	...	a_n/a_n
-------------	-----------	-----------	-----	-----------

که در آن a_2/a_1 ترجیح معیار دوم نسبت به معیار اول می باشد. در مقایسه زوجی معیارها نسبت به یکدیگر رابطه زیر برقرار است:

$$a_{ij} = \frac{1}{a_{ji}} \quad (4-3)$$

سپس با استفاده از ماتریس مقایسه زوجی، وزن نسبی عناصر محاسبه می شود. روش های مختلفی برای محاسبه وزن نسبی براساس ماتریس مقایسه زوجی وجود دارد که مهم ترین آن ها روش حداقل مربعات، روش حداقل مربعات لگاریتمی، روش بردار ویژه و روش های تقریبی می باشند. از بین این روش ها، روش بردار ویژه دقیق تر می باشد. در این روش W_i به گونه ای تعیین می شود که رابطه زیر برقرار باشد (Saaty, 1980):

$$A.W = \lambda.W \quad (5-3)$$

که در آن λ و W به ترتیب مقدار ویژه و بردار ویژه ماتریس مقایسه زوجی A می باشد. در حالی که ابعاد ماتریس بزرگ تر باشد، محاسبه این مقادیر بسیار وقت گیر است. لذا برای محاسبه λ مقدار دترمینان ماتریس $A - \lambda.I$ مساوی با صفر قرار داده می شود و با قراردادن بزرگ ترین مقدار λ حاصله در رابطه ۳-۶ مقادیر W_i محاسبه می شود (Saaty, 1980).

$$A - \lambda_{\max}.I = 0 \quad (6-3)$$

ب- محاسبه وزن نهایی

وزن نهایی هر گزینه در یک فرآیند سلسله مراتبی، از مجموع حاصل ضرب وزن هر معیار در امتیاز گزینه مورد نظر به دست می آید. مجموع امتیازات به دست آمده برای هر گزینه از رابطه ۳-۷ حاصل می شود:

$$A_{AHP_{score}} = \sum_{j=1}^n a_{ij}.W_j \quad (7-3)$$

$i = 1, 2, \dots, m$

که در آن a_{ij} بیانگر میزان اهمیت نسبی گزینه i ام به ازای شاخص C_j و W_j نشان گر اهمیت شاخص C_j می باشد. هم چنین لازم است که مقادیر گزینه ها و وزن شاخص ها با استفاده از روابط زیر نرمالیزه شود.

$$\sum_{i=1}^m a_{ij} = 1 \quad j = 1, 2, \dots, n \quad (8-3)$$

$$\sum_{j=1}^n W_j = 1 \quad (9-3)$$

۳- محاسبه نرخ ناسازگاری

محاسبه نرخ ناسازگاری نیز از اهمیت بالایی در روش AHP برخوردار است. در حالت کلی می توان گفت که میزان قابل قبول ناسازگاری یک سیستم بستگی به تصمیم گیرنده دارد، اما ساعتی عدد ۰/۱ را به عنوان حد قابل قبول ارائه می نماید و معتقد است چنانچه میزان ناسازگاری بیشتر از ۰/۱ باشد، بهتر است در قضاوتها تجدید نظر شود (Saaty, 2001).

شاخص ناسازگاری^۱، شاخص ناسازگاری تصادفی^۲ و نرخ ناسازگاری^۳ سلسله مراتبی با توجه به روابط زیر محاسبه می شود (Oswald, 2004).

$$I.I. = \frac{\lambda_{\max} - n}{n - 1} \quad (10-3)$$

$$R.I.I = 1.98 \frac{n - 2}{n} \quad (11-3)$$

$$I.R. = \frac{I.I.}{R.I.I} \quad (12-3)$$

که در این روابط $I.I.$ شاخص ناسازگاری، $R.I.I$ شاخص ناسازگاری تصادفی، $I.R.$ نرخ ناسازگاری، λ_{\max} بزرگترین مقدار ویژه ماتریس و n اندازه ماتریس می باشد.

۳-۳-۵-۲- روش شباهت به گزینه ایده آل (TOPSIS^۱)

رهای غیرلایه ای معمولاً دارای اندازه محدودتری از کانسارهای لایه ای هستند، لذا معمولاً از طریق یک معدن استخراج می شوند. اگر کانساری دارای بخش های بزرگی باشد، ممکن است از طریق معادن

¹⁴ Inconsistency Index

2- Random Inconsistency Index

3- Inconsistency Ratio

¹⁵ - Technique for Order Preference by Similarity to Ideal Solution

2- Yoon

3- Hwang

جداگانه بهره‌برداری شود. چون غالب کانسارهای فلزی دارای شیب نسبتاً زیاد هستند، تقسیم آن‌ها در جهت شیبی برای احداث معادن جداگانه به ندرت اتفاق می‌افتد و معمولاً تا زمانی که شیب عوض نشده یک معدن برای بهره‌برداری تمام کانسار کافی است. اما در صورتی که طول کانسار نسبتاً زیاد باشد ممکن است معادن جداگانه‌ای برای استخراج در نظر گرفته شوند.

معمولاً طول قطعه کانسار برای احداث یک معدن بین ۴۰۰ تا ۲۰۰۰ متر انتخاب شده و به ندرت طول‌های بیش از ۲۰۰۰ متر از طریق یک معدن استخراج می‌شود. برای انتخاب طول قطعه معدن شکل توده کانسار موثرترین عامل بوده و د

روش به شرح ذیل می‌باشد (Chue, 2002, Kabassi & Virvou, 2004):

۳-۳-۵-۱-۲-۱- تشکیل ماتریس تصمیم

با توجه به تعداد معیارها و تعداد گزینه‌ها و ارزیابی همه گزینه‌ها برای معیارهای مختلف، ماتریس

تصمیم به صورت زیر تشکیل می‌شود:

$$D = \begin{bmatrix} X_{11} & \dots & X_{1n} \\ \vdots & \dots & \dots \\ X_{m1} & \dots & X_{mn} \end{bmatrix}$$

که در آن X_{ij} عملکرد گزینه i ام ($i=1, 2, \dots, m$) در رابطه با معیار j ام ($j=1, 2, \dots, n$) می‌باشد.

۳-۳-۵-۲-۲-۱- بدون مقیاس کردن ماتریس تصمیم

در این مرحله سعی می‌شود معیارها با ابعاد مختلف به معیارهایی بدون بعد تبدیل شوند و ماتریس R

به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$R = \begin{bmatrix} r_{11} & \dots & r_{1n} \\ \vdots & \dots & \dots \\ r_{m1} & \dots & r_{mn} \end{bmatrix}$$

روش‌های مختلفی برای بی‌مقیاس کردن وجود دارد، اما در روش شباهت به گزینه ایده‌آل معمولاً از

رابطه زیر استفاده می‌شود (Chu, 2002):

$$r_{ij} = \frac{x_{ij}}{\sqrt{\sum_{i=1}^m x_{ij}^2}} \quad (13-3)$$

۳-۳-۵-۲-۳- تعیین ماتریس وزن معیارها

در این مرحله با توجه به ضریب اهمیت معیارهای مختلف در تصمیم گیری، ماتریسی به صورت ذیل

تعریف می شود:

$$W = \begin{bmatrix} w_1 & & 0 \\ \vdots & w_2 \cdots & \cdots \\ 0 & \cdots & w_n \end{bmatrix}$$

ماتریس W یک ماتریس قطری است که فقط عناصر روی قطر اصلی آن غیر صفر و مقدار این عناصر

مساوی ضریب اهمیت بردار مربوطه است.

۳-۳-۵-۲-۴- تعیین ماتریس تصمیم وزن دار

ماتریس تصمیم وزن دار از ضرب ماتریس تصمیم بی مقیاس شده در ماتریس وزن معیارها به دست

می آید:

$$V = R \times W = \begin{bmatrix} v_{11} & \cdots & v_{1n} \\ \vdots & \cdots & \cdots \\ v_{m1} & \cdots & v_{mn} \end{bmatrix}$$

۳-۳-۵-۲-۵- یافتن حل ایده آل و ضد ایده آل

اگر حل ایده آل با A^* و ضد ایده آل با A^- نشان داده شود در این صورت:

$$A^* = \{v_1^*, v_2^*, \dots, v_i^*, \dots, v_n^*\} \quad (14-3)$$

$$A^- = \{v_1^-, v_2^-, \dots, v_i^-, \dots, v_n^-\} \quad (15-3)$$

که v_i^* بهترین مقدار اامین معیار از بین تمام گزینهها و v_i^- بدترین مقدار اامین معیار از بین تمام

گزینهها می باشد. گزینههایی که در A^* و A^- قرار می گیرند، به ترتیب نشان دهنده گزینههای کاملاً بهتر و

کاملاً بدتر هستند.

۳-۳-۵-۲-۶- محاسبه فاصله از حل ایده آل و ضد ایده آل

در این مرحله برای هر گزینه فاصله از حل ایده آل و فاصله از حل ضد ایده آل به ترتیب از روابط زیر

محاسبه می‌شوند:

$$S_j^* = \sqrt{\sum_{i=1}^n (V_{ij} - V_j^*)^2} \quad (۱۶-۳)$$

$$S_j^- = \sqrt{\sum_{i=1}^n (V_{ij} - V_j^-)^2} \quad (۱۷-۳)$$

که در این روابط اندیس i معرف معیار مورد نظر و اندیس j معرف گزینه مورد نظر می‌باشد.

۳-۳-۵-۲-۷- محاسبه شاخص شباهت

در آخرین مرحله شاخص شباهت از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$C_j^* = \frac{S_j^-}{S_j^* + S_j^-} \quad (۱۸-۳)$$

مقدار شاخص شباهت بین صفر و یک تغییر می‌کند و هر چه گزینه مورد نظر به ایده آل مشابه‌تر باشد مقدار شاخص شباهت آن به یک نزدیک‌تر خواهد بود. کاملاً واضح است که اگر $A_j = A^*$ باشد، آنگاه S_j^* مساوی صفر و شاخص شباهت آن مساوی یک خواهد بود و در صورتی که $A_j = A^-$ آنگاه S_j^- مساوی صفر و شاخص شباهت آن مساوی صفر خواهد بود. لذا رتبه‌بندی گزینه‌ها براساس مقدار شاخص شباهت خواهد بود، بدین ترتیب، گزینه‌ای که دارای بیش‌ترین شاخص شباهت است، دارای رتبه اول و گزینه‌ای که دارای کم‌ترین شاخص شباهت، است حائز رتبه آخر خواهد بود.

۳-۳-۵-۳- روش تسلط تقریبی (ELECTRE¹)

روش الکتز توسط بنایون^۲ ارائه شد و سپس توسط وان دلفت^۳، نیجکامپ^۴، روی^۵ و سایر همکارانشان توسعه داده شده است. در روش الکتز از مفهوم تسلط به صورت ضمنی استفاده می‌شود. در این روش گزینه‌ها به صورت زوجی با یکدیگر مقایسه می‌شوند و گزینه‌های مسلط و ضعیف (یا غالب و مغلوب) شناسایی شده و سپس گزینه‌های ضعیف و مغلوب حذف می‌شوند (Roy, 1991). اگر در یک مساله تصمیم‌گیری چند

1. Elimination ET Choice Translating Reality
2 Benayoun

3. Van Delft
4. Nijkamp

5. Roy

معیاره، n معیار و m گزینه وجود داشته باشد، به منظور انتخاب بهترین گزینه با استفاده از روش الکترو مراحل زیر باید انجام شود:

۳-۳-۵-۱- تشکیل ماتریس تصمیم

با توجه به تعداد معیارها و تعداد گزینه و ارزیابی همه گزینه ها برای معیارهای مختلف، ماتریس تصمیم به صورت زیر تشکیل می شود:

$$X = \begin{bmatrix} x_{11} & \cdots & x_{1n} \\ \vdots & \cdots & \vdots \\ x_{m1} & \cdots & x_{mn} \end{bmatrix}$$

که در آن x_{ij} عملکرد گزینه i ام ($i=1, 2, \dots, m$) در رابطه با معیار j ام ($j=1, 2, \dots, n$) می باشد.

۳-۳-۵-۲- بی مقیاس کردن ماتریس تصمیم

در این مرحله سعی می شود معیارها با ابعاد مختلف به معیارهایی بدون بعد تبدیل شوند و ماتریس R به صورت زیر تعریف شود:

$$R = \begin{bmatrix} r_{11} & \cdots & r_{1n} \\ \vdots & \cdots & \vdots \\ r_{m1} & \cdots & r_{mn} \end{bmatrix}$$

روش های مختلفی برای بی واحد کردن وجود دارد، اما در روش الکترو معمولاً از رابطه زیر استفاده می شود (Tille, 2003):

$$r_{ij} = \frac{x_{ij}}{\sqrt{\sum_{i=1}^m x_{ij}^2}} \quad (3-18)$$

۳-۳-۵-۳- تعیین ماتریس وزن معیارها

در این مرحله با توجه به ضریب اهمیت معیارهای مختلف در تصمیم گیری، بردار ضریب اهمیت معیارها به صورت ذیل تعریف می شود:

$$W = [w_1 \quad w_2 \quad \cdots \quad w_n]$$

عناصر بردار W ضریب اهمیت معیارهای مربوطه می باشد.

۳-۳-۵-۴- تعیین ماتریس تصمیم وزن دار نرمال شده

ماتریس تصمیم وزن دار از ضرب ماتریس تصمیم بی مقیاس شده در بردار وزن معیارها به دست می آید:

$$v_{ij} = w_j r_{ij} \quad j = 1, \dots, n; i = 1, \dots, m.$$

۳-۳-۵-۵- تشکیل مجموعه معیارهای موافق و مخالف

برای هر زوج گزینه e, k ($e, k = 1, 2, \dots, m, k \neq e$) مجموعه معیارها $J = \{1, 2, \dots, m\}$ به دو زیر مجموعه موافق و مخالف تقسیم می شوند. مجموعه موافق (S_{ke}) مجموعه ای از معیارهایی است که در آن ها گزینه k نسبت به گزینه e ترجیح دارد و مجموعه مکمل آن مجموعه مخالف (I_{ke}) می باشد. به زبان ریاضی:

$$S_{ke} = \{j | v_{kj} \geq v_{ej}\} \quad (۱۹-۳)$$

$$I_{ke} = \{j | v_{kj} < v_{ej}\} \quad (۲۰-۳)$$

۳-۳-۵-۶- تشکیل ماتریس توافق

برای تشکیل ماتریس توافق باید عناصر آن را که شاخص توافق نامیده می شوند، محاسبه کرد. شاخص توافق از جمع وزن معیارهایی که در مجموعه موافق آمده اند، به دست می آید. بنابراین شاخص توافق C_{ke} که بین گزینه k و e می باشد، برابر است با (Roy, 1991):

$$C_{ke} = \frac{\sum_{j \in S_{ke}} W_j}{\sum_{j=1} W_j} \quad (۲۱-۳)$$

برای مجموعه وزن های نرمال شده $\sum_{j \in 1} W_j$ مساوی یک است لذا:

$$C_{ke} = \sum_{j \in S_{ke}} W_j \quad (۲۲-۳)$$

شاخص توافق بیان گر میزان برتری گزینه k بر گزینه e است که مقدار آن از صفر تا یک تغییر می کند. با محاسبه شاخص توافق برای همه زوج گزینه ها می توان ماتریس توافق را که یک ماتریس $m \times m$ است، به صورت زیر تعریف کرد. در حالت کلی این ماتریس متقارن نیست.

$$C = \begin{bmatrix} - & c_{12} & \dots & c_{1m} \\ c_{21} & - & \dots & c_{2m} \\ \vdots & \vdots & - & \vdots \\ c_{m1} & \dots & c_{m(m-1)} & - \end{bmatrix}$$

۳-۳-۵-۷- تعیین ماتریس مخالف

شاخص عدم توافق (مخالف) به صورت زیر تعریف می‌شود (Roy, 1991):

$$d_{ke} = \frac{\max_{j \in I_{ke}} |v_{kj} - v_{ej}|}{\max_{j \in J} |v_{kj} - v_{ej}|} \quad (23-3)$$

مقدار شاخص عدم توافق (مخالف) از صفر تا یک تغییر می‌کند. با محاسبه شاخص عدم توافق برای همه زوج گزینه‌ها می‌توان ماتریس عدم توافق را که یک ماتریس $m \times m$ است، به صورت زیر تعریف کرد. در حالت کلی این ماتریس متقارن نیست.

$$D = \begin{bmatrix} - & d_{12} & \dots & d_{1m} \\ d_{21} & - & \dots & d_{2m} \\ \vdots & \vdots & - & \vdots \\ d_{m1} & \dots & d_{m(m-1)} & - \end{bmatrix}$$

لازم به تذکر است که اطلاعات موجود در ماتریس توافق تفاوت‌های عمده‌ای با اطلاعات موجود در ماتریس مخالف دارد و در واقع این اطلاعات مکمل یکدیگرند. تفاوت میان وزن‌ها به وسیله ماتریس توافق حاصل می‌شود، حال آن که تفاوت میان مقادیر مشخص شده به وسیله ماتریس مخالف به دست می‌آید.

۳-۳-۵-۸- تشکیل ماتریس تسلط موافق

در قدم ششم نحوه محاسبه شاخص توافق c_{ke} بیان شد. هم‌اکنون در این قدم یک مقدار معین برای شاخص توافق مشخص می‌شود که آن را آستانه موافقت می‌نامند و با \bar{c} نشان داده می‌شود. اگر c_{ke} بزرگ‌تر از \bar{c} باشد، برتری گزینه k بر گزینه e قابل قبول است و گرنه گزینه k بر گزینه e برتری ندارد. مقدار آستانه موافقت از رابطه زیر محاسبه می‌شود (Roy, 1991):

$$\bar{c} = \sum_{\substack{k=1 \\ k \neq e}}^m \sum_{\substack{e=1 \\ e \neq k}}^m \frac{c_{ke}}{m(m-1)} \quad (24-3)$$

ماتریس تسلط موافق (F) با توجه به مقدار آستانه موافقت تشکیل می شود که اعضای آن براساس رابطه زیر مشخص می شود (Roy, 1991):

$$f_{ke} = \begin{cases} 0 & c_{ke} \geq \bar{c} \\ 1 & c_{ke} < \bar{c} \end{cases} \quad (25-3)$$

۳-۳-۵-۹- تشکیل ماتریس تسلط مخالف

ماتریس تسلط مخالف (G) مانند ماتریس تسلط موافق تشکیل می شود. بدین منظور ابتدا باید آستانه مخالفت \bar{d} توسط تصمیم گیرنده بیان شود که می تواند به عنوان مثال میانگین شاخص های مخالفت (عدم توافق) باشد (Roy, 1991). یعنی:

$$\bar{d} = \sum_{\substack{k=1 \\ k \neq e}}^m \sum_{\substack{e=1 \\ e \neq k}}^m \frac{d_{ke}}{m(m-1)} \quad (26-3)$$

همان گونه که در قدم هفتم بیان شد مقدار شاخص مخالفت (d_{ke}) هرچه کمتر باشد بهتر است زیرا میزان مخالفت (عدم توافق) با برتری گزینه k بر گزینه e را بیان می کند. چنان چه d_{ke} از \bar{d} بزرگ تر باشد میزان مخالفت زیاد بوده و نمی توان از آن صرف نظر کرد. بنابراین ماتریس عناصر تسلط مخالفت (G) به صورت زیر محاسبه می شود (Roy, 1991):

$$g_{ke} = \begin{cases} 0 & d_{ke} > \bar{d} \\ 1 & d_{ke} \leq \bar{d} \end{cases} \quad (27-3)$$

هر عضو ماتریس G نیز نشان گر رابطه تسلط مابین گزینه ها می باشد.

۳-۳-۵-۱۰- تشکیل ماتریس تسلط نهایی

ماتریس تسلط نهایی H از ضرب تک تک درایه های ماتریس تسلط موافق F در ماتریس تسلط مخالف G حاصل می شود (Roy, 1991):

$$h_{ke} = f_{ke} \cdot g_{ke} \quad (28-3)$$

۳-۳-۵-۱۱- حذف کردن گزینه های با رضایت کمتر و انتخاب بهترین گزینه

ماتریس تسلط نهایی H ترجیحات جزئی گزینه ها را بیان می کند. به طور مثال، اگر مقدار h_{ke} برابر یک باشد بدین معناست که برتری گزینه k بر گزینه e در هر دو حالت موافق و مخالف قابل قبول است (یعنی برتری آن از حد آستانه موافقت بیشتر بوده و مخالفت و یا ضعف آن نیز از حد آستانه مخالفت کمتر است)

ولیکن هنوز گزینه k شانس مسلط شدن توسط گزینه‌های دیگر را دارد. گزینه‌ای باید انتخاب شود که بیشتر از آن که مغلوب شود، تسلط داشته باشد و از این نظر می‌توان گزینه‌ها را رتبه‌بندی کرد.

۴-۱- مقدمه

محققین مختلف برای تعیین روش استخراج مناسب مشخصه‌های گوناگونی از ژئومتری کانسار گرفته تا روش‌های کانه‌آرایی در نظر گرفته‌اند. ولی در عمل برخی از مشخصه‌ها نقش حساس و تعیین کننده‌ای در انتخاب روش استخراج دارند که باید توجه اصلی را روی آن‌ها متمرکز کرد.

پیش‌نیاز انتخاب روش معدن‌کاری مناسب، داشتن داده‌ها و اطلاعات خوب است. اهمیت داشتن اطلاعات و داده‌های خوب حتی برای ارزیابی روش‌های معدن‌کاری جدید و تجهیزات وابسته به آن‌ها که در قبل وجود نداشته‌اند و حتی تا امروز نیز در مناطق خاص مورد استفاده قرار نگرفته‌اند، بحرانی‌تر است. اگرچه تجربیات و قضاوت‌های مهندسی هنوز هم اصلی‌ترین عامل در انتخاب روش‌های معدن‌کاری هستند، ولی برای تحلیل جزئی‌تر داده‌های موجود در انتخاب روش مناسب استخراج کانسار، تفاوت‌های نامشهود موجود در خصوصیات هر ذخیره و سرمایه‌گذاری زیاد در پروژه‌های معدنی بزرگ، نیاز به داشتن تحقیقات علمی و سیستماتیک دارد.

۴-۲- چگونگی انتخاب پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج

استفاده از تمامی معیارهای موثر در انتخاب روش، علاوه بر آن که امکان مقایسه بین آن‌ها را مشکل می‌سازد، نیاز به وقت و زمان بسیار زیادی داشته و ممکن است نتایج نامطلوبی به دنبال داشته باشد. بنابراین

باید مهم‌ترین معیارها، انتخاب و مورد ارزیابی قرار گیرند. در این تحقیق به منظور شناسایی مهم‌ترین معیارهای موثر در انتخاب روش از دید کارشناسان داخل و خارج کشور در ابتدا پرسش‌نامه‌هایی که نمونه‌های آن‌ها در پیوست ۱ درج شده است، برای کارشناسان مختلف (به شرح مندرج در پیوست ۲) ارسال شده است. این پرسش‌نامه‌ها حاوی کلیه معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج است. به منظور شناسایی مهم‌ترین معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج مناسب و میزان تاثیر آن‌ها با توجه به نظرات افراد متخصص و با تجربه یک مقیاس پنج نقطه‌ای مطابق جدول ۴-۱ تعریف شده است. با توجه به این مقیاس باید به معیارهای مهم امتیاز ۵ و به معیارهای کم اهمیت‌تر، امتیاز کمتری داده شود.

جدول ۴-۱- مقیاس ۵ نقطه‌ای برای هر معیار مربوط به انتخاب روش استخراج

۵	۴	۳	۲	۱
مهم و اصلی	زیر بنایی	قابل توجه	کوچک	هیچ

۴-۳- نتایج پرسش‌نامه

در پرسش‌نامه طراحی شده، از کارشناسان خواسته شده بود بر اساس مقیاس ۵ نقطه‌ای مندرج در جدول ۴-۱ هر معیار را رده‌بندی کنند. مقدار میانگین هر معیار از رابطه زیر قابل محاسبه خواهد بود:

$$\bar{f} = \sum \frac{x_i \cdot f_j}{N} \quad (1-4)$$

که در این رابطه:

x_i : تعداد پاسخ دهندگانی است که امتیاز داده شده را به معیار خاص داده‌اند.

f_j : مقدار امتیاز

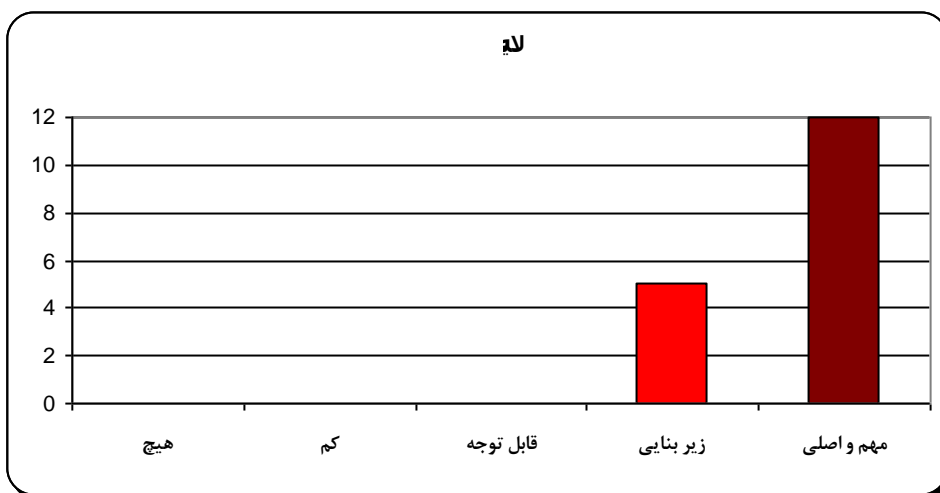
N : تعداد پاسخ دهندگان

با توجه به پاسخنامه‌های دریافت شده از متخصصین، امتیاز میانگین هر معیار محاسبه شده است که نتایج آن در جدول ۲-۴ درج شده و نمودار فراوانی نمای^{۱۷} مربوط به معیارها در شکل‌های ۴-۱ تا ۴-۲۹ آورده شده است. محور عمودی در این نمودارها بیان‌گر فراوانی این معیار است.

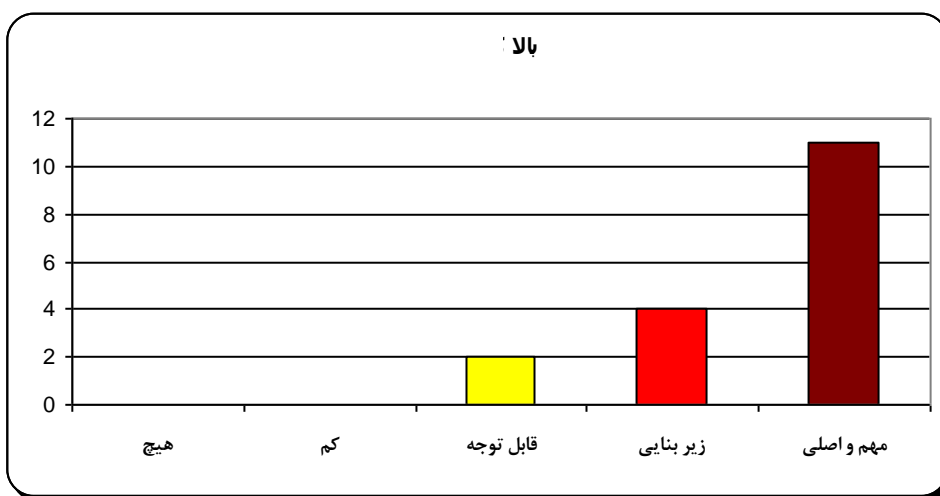
جدول ۲-۴ -	معیار	امتیاز	انحراف معیار
۱	ذخیره قابل استخراج	۴۵/۷۱	۰/۴۷۷
۲	RMR کمر بالا	۳۴/۵۷۳	۰/۷۲۷۷
۳	شیب لایه	۴/۶۵۳۷	۰/۶۲۷
۴	مقاومت فشاری کمر بالا	۸۴/۴۷	۰/۷۴
۵	فراوانی	۴۸/۳۳۷	۰/۸۷۴
۶	ذخیره قابل استخراج	۴/۶۱۳۷	۱/۲۶۷
۷	RMR کانسار	۳/۸۹۴۷	۱۷
۸	توزیع عیار در کانسار	۳/۸۹۹۷	۱/۰۲۷۷
۹	سرمایه‌گذاری اولیه	۳/۸۳۰۸۷	۱/۲۷
۱۰	یکنواختی کانسار	۳۹/۸۳۰	۰/۹۹۷
۱۱	درصد بازیابی	۹۳/۸۱۷۷	۰/۹۸۷
۱۲	تولید سالانه	۳۰/۷۸	۱/۱۷
۱۳	رابطه	۳/۷۳--۷	۱/۲۸۷
۱۴	RMR کمر پایین	۳/۹۷۲	۱/۱۳۷
۱۵	مقاومت فشاری کانسار	۳/۶۸۷۷	۰/۹۷
۱۶	دسترسی به تکنولوژی	۳۶/۵۶۷۷	۰/۹۲۷
۱۷	دهندگان	۶۳/۵۶۷	۰/۹۲۷
۱۸	ترقیق	۶۳/۵۶	۱/۱۵۷
۱۹	داده‌اند	۳۹/۵۳	۱/۰۶
۲۰	میانگین	۹۳/۹۵۰	۱/۲۱۷
۲۱	وضعیت تهویه	۹۳/۴۴	۱/۳۴۷
۲۲	قابلیت معدن‌کاری انتخابی	۳/۳۵	۱/۹۱۱
۲۳	ایمنی و بهداشت	۳/۲۴	۱/۲۹۵
۲۴	محاسبه	۳/۲۲	۱/۲۲۹
۲۵	هزینه نسبی	۳/۲۰	۱/۲۱۹
۲۶	محاسبه	۳/۰۶	۱/۱۲۹
۲۷	نشست سطح زمین	۳	۱/۰۳۹

¹⁷ - Standard deviation

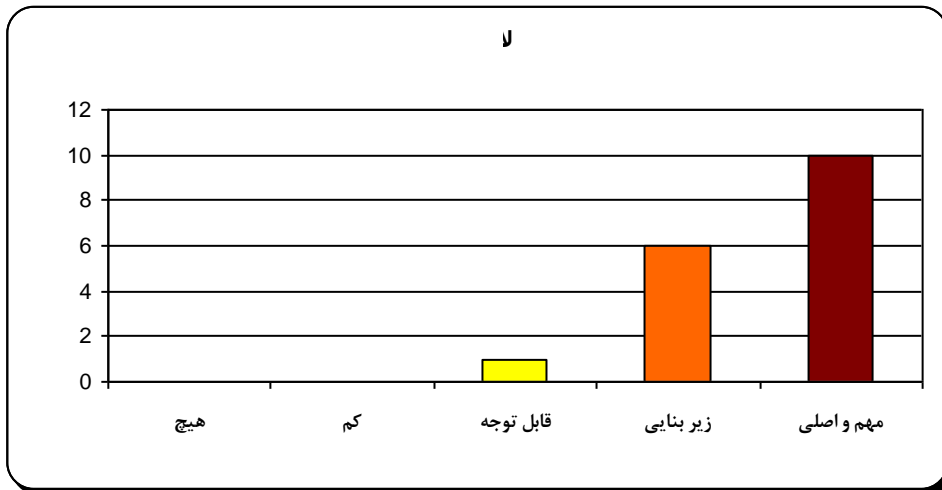
۲۸	وجود آب‌های زیرزمینی	۲/۹۴	۱۹
۲۹	ضخامت	۲/۷۸	۰/۷۹۳



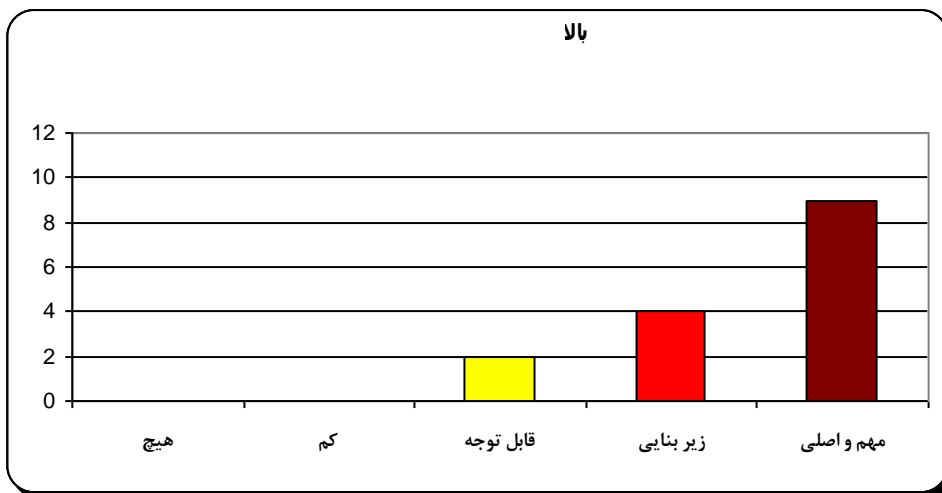
شکل ۴-۱- نمودار فراوانی نمای ضخامت لایه



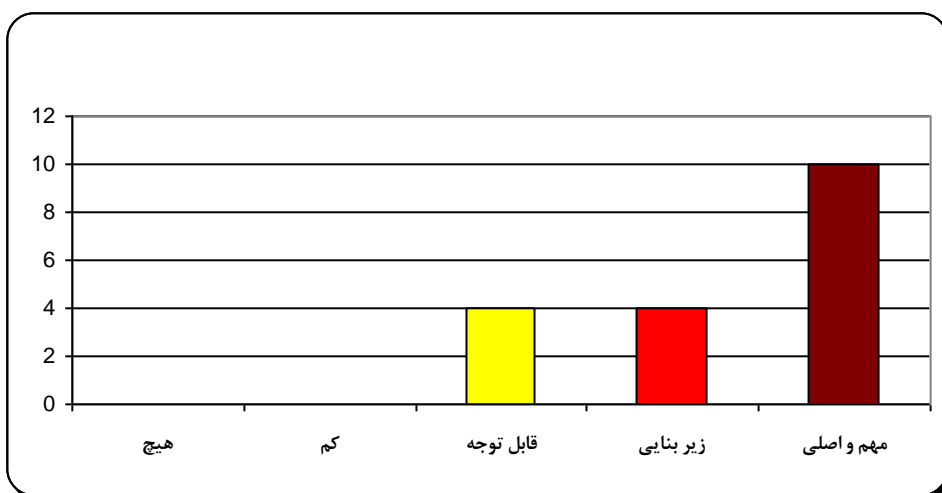
شکل ۴-۲- نمودار فراوانی نمای RMR کمربالا



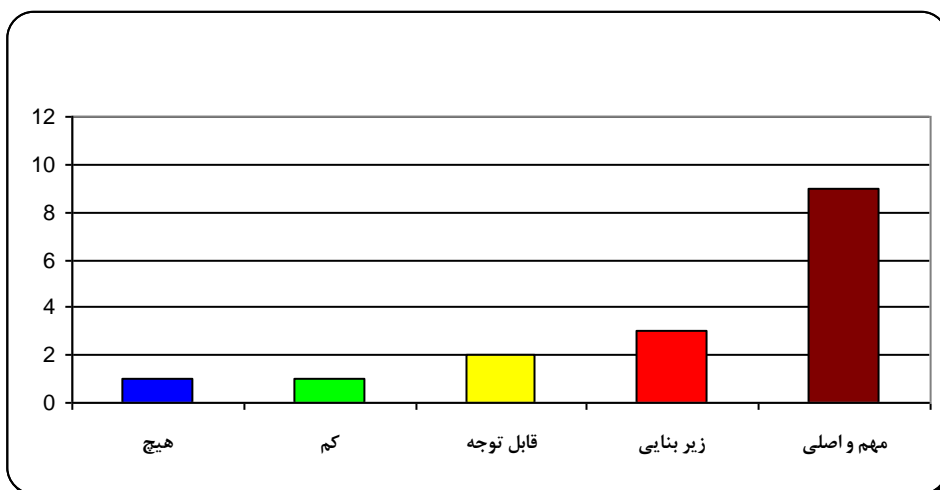
شکل ۴-۳- نمودار فراوانی نمای شیب لایه



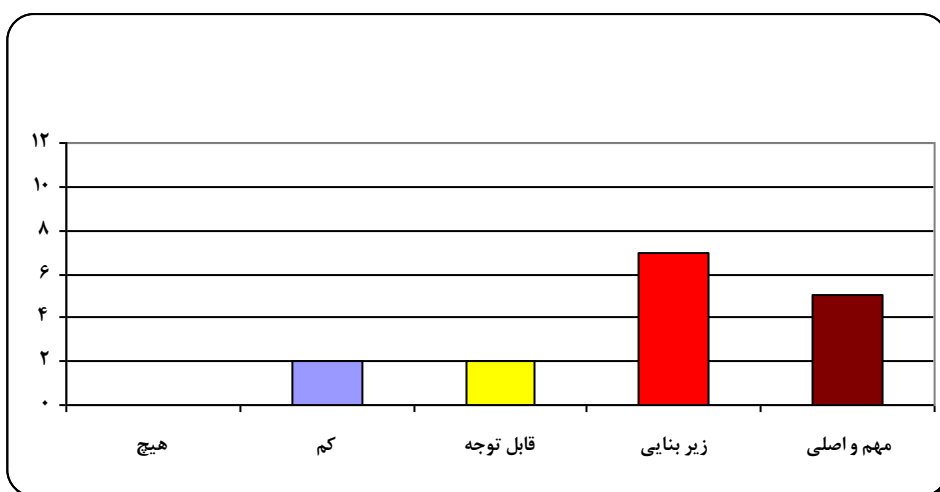
شکل ۴-۴- نمودار فراوانی نمای مقاومت فشاری کمر بالا



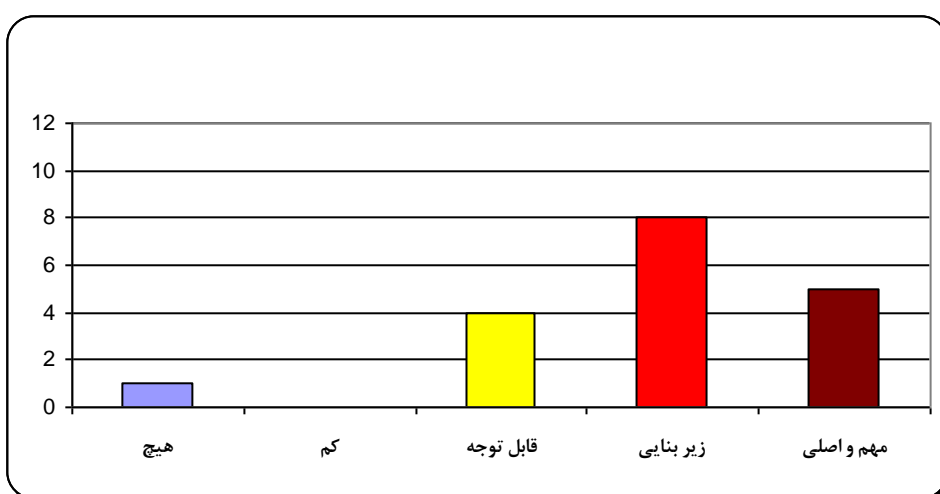
شکل ۴-۵- نمودار فراوانی نمای شکل لایه



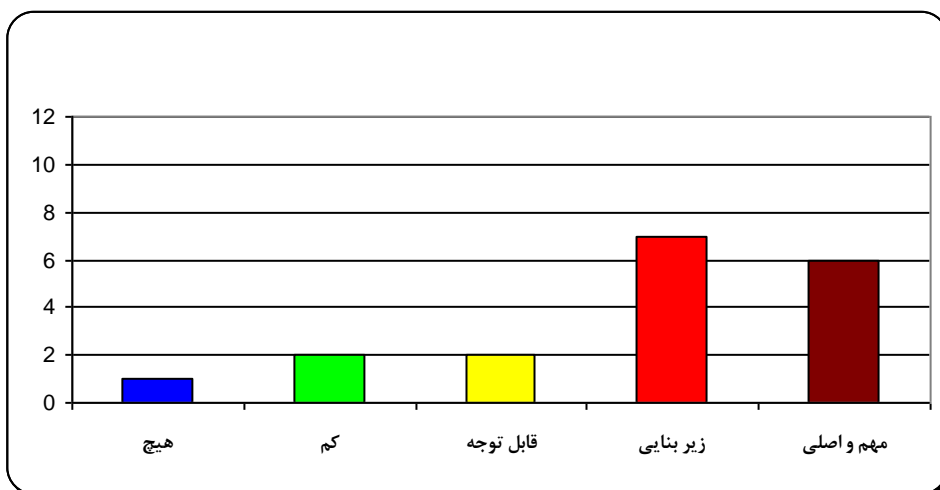
شکل ۴-۶- نمودار فراوانی نمای ذخیره قابل استخراج



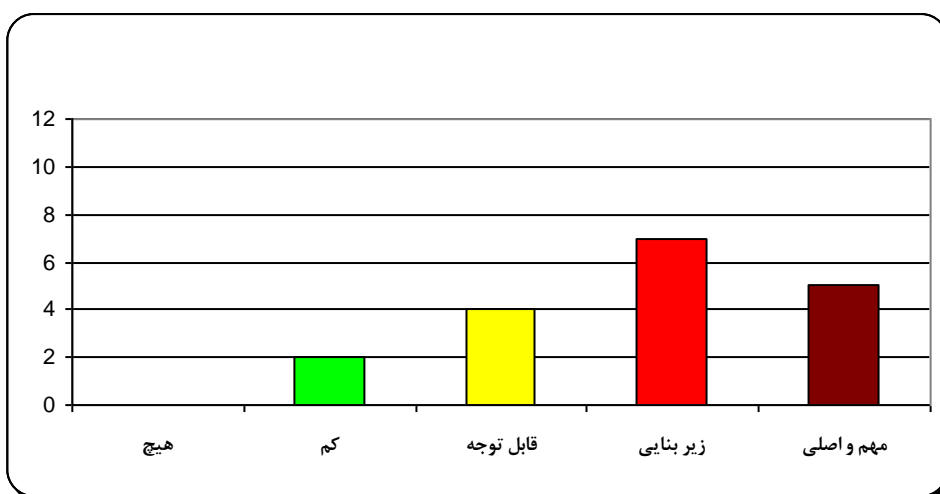
شکل ۴-۷- نمودار فراوانی RMR کانسار



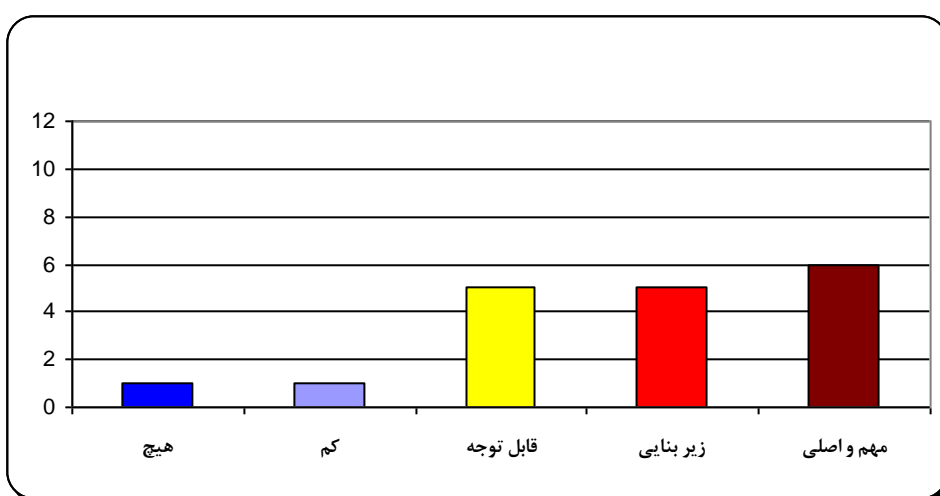
شکل ۴-۸- نمودار فراوانی توزیع عیار در کانسار



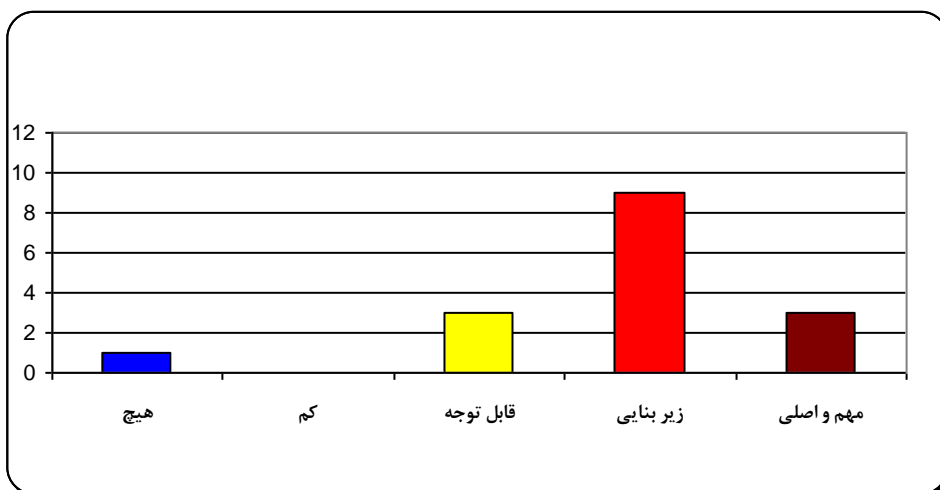
شکل ۴-۹- نمودار فراوانی سرمایه‌گذاری اولیه



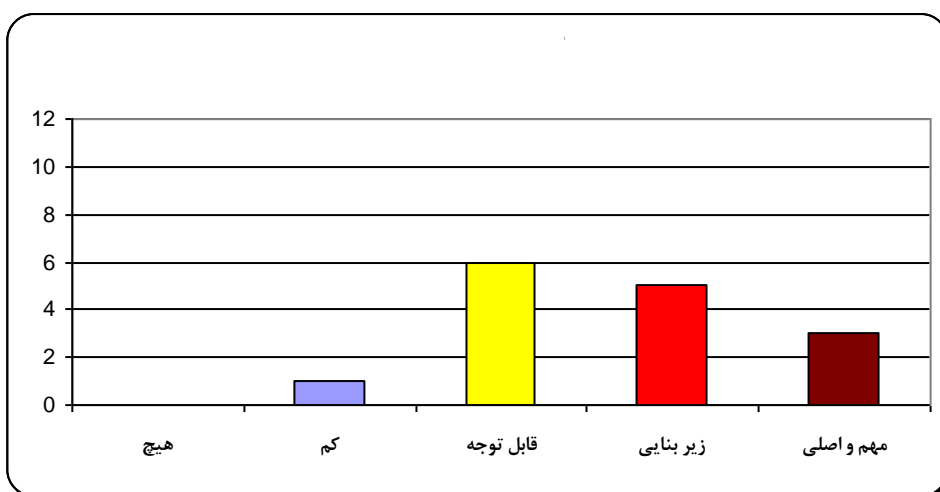
شکل ۴-۱۰- نمودار فراوانی نمای یکنواختی کانسار



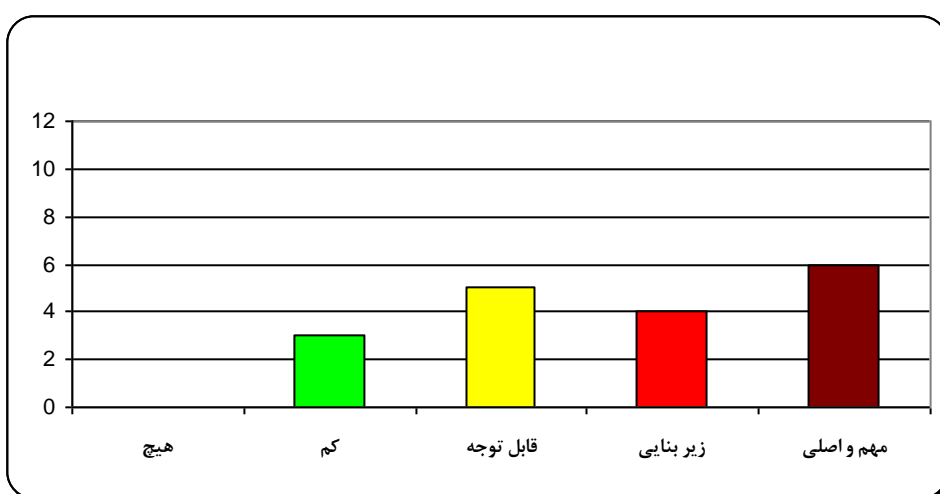
شکل ۴-۱۱- نمودار فراوانی نمای تولید سالانه



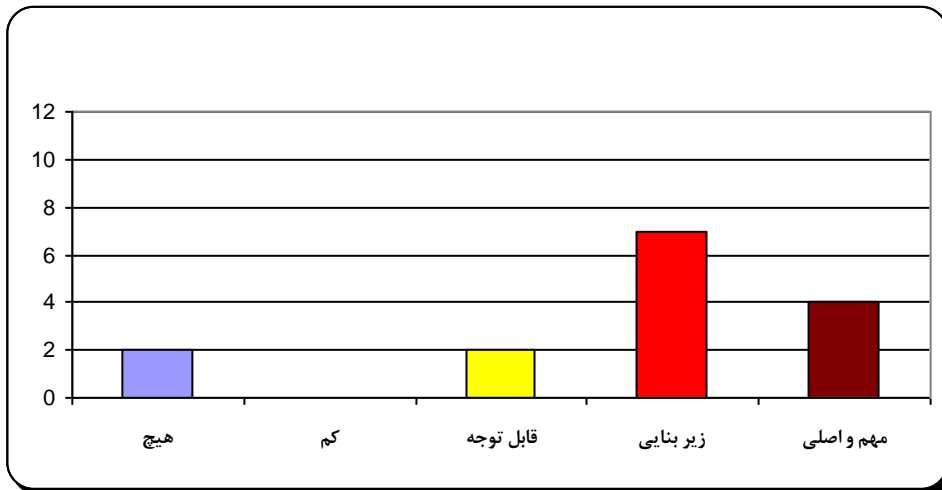
شکل ۴-۱۲- نمودار فراوانی نمای درصد بازیابی



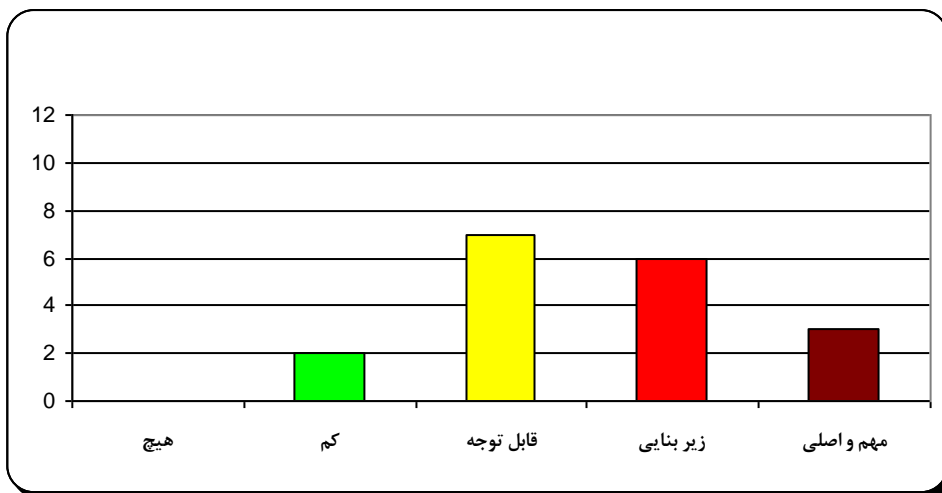
شکل ۴-۱۳- نمودار فراوانی نمای مقاومت فشاری کانسار



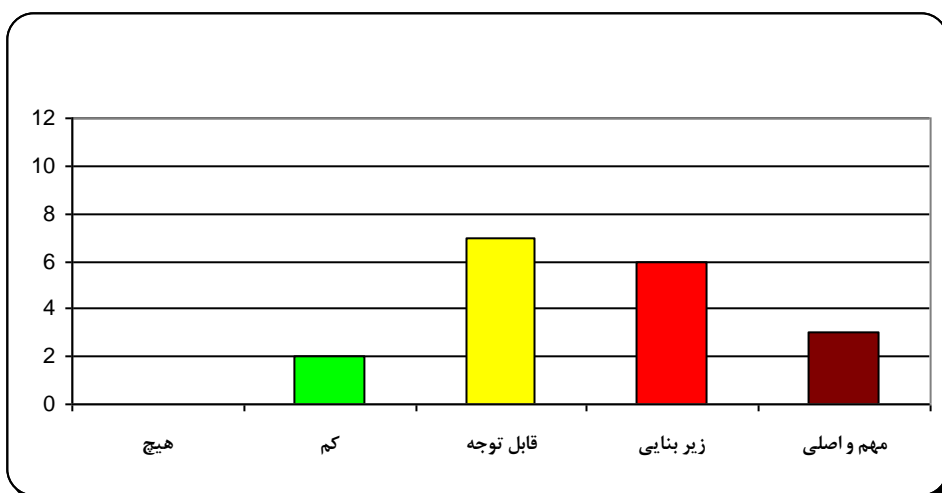
شکل ۴-۱۴- نمودار فراوانی نمای RMR کمرباطین



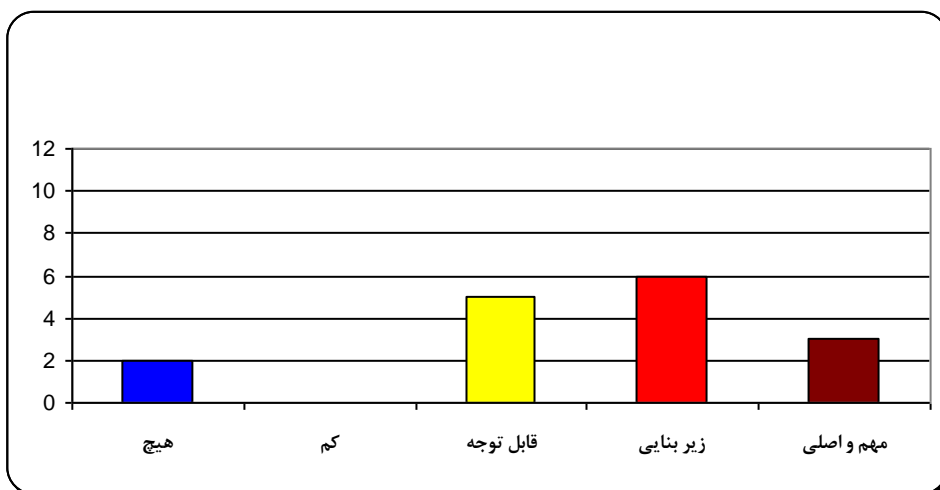
شکل ۴-۱۵- نمودار فراوانی نمای پایداری فضاها



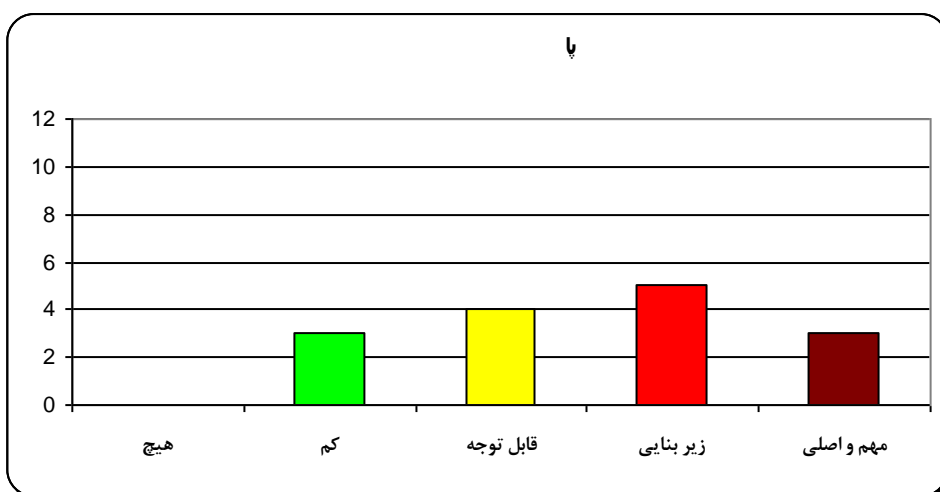
شکل ۴-۱۶- نمودار فراوانی نمای دسترسی به تکنولوژی



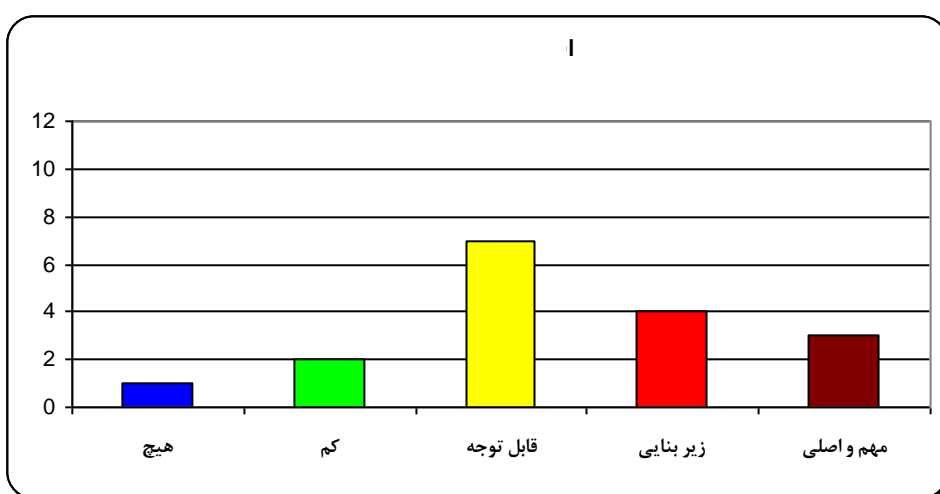
شکل ۴-۱۷- نمودار فراوانی نمای عمق



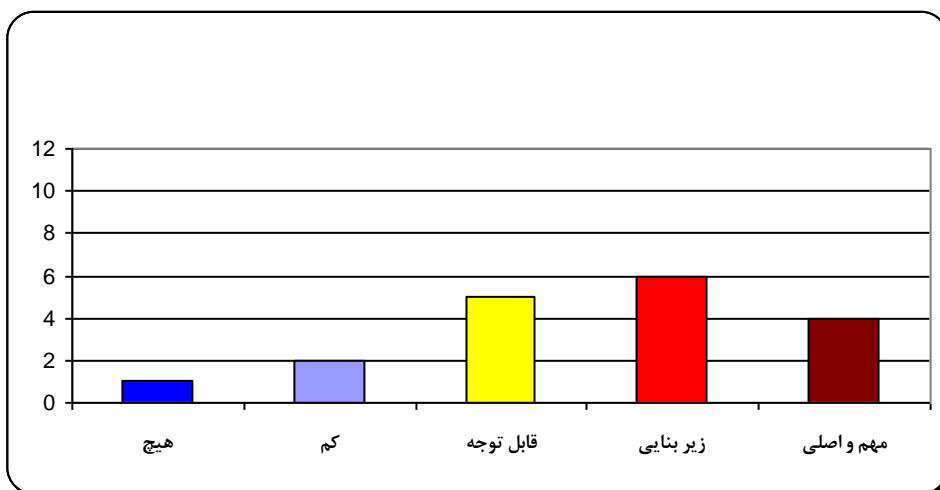
شکل ۴-۱۸- نمودار فراوانی نمای اثرات زیست محیطی



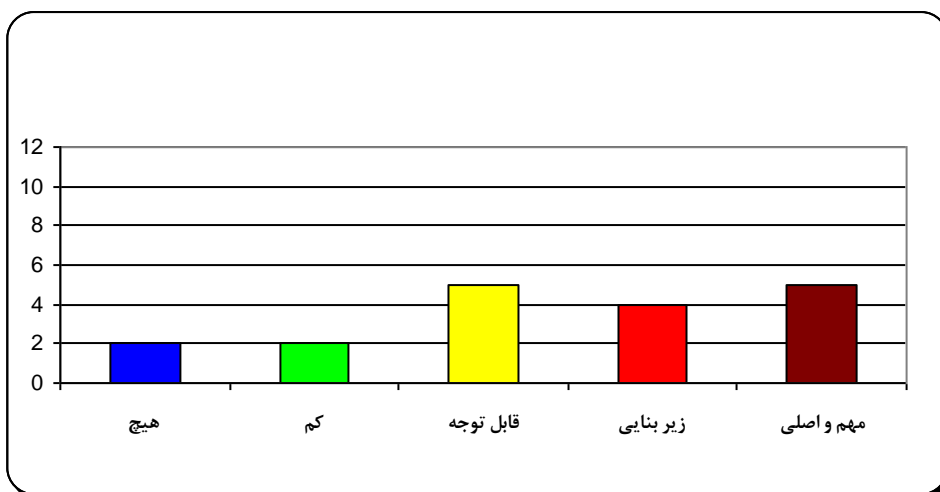
شکل ۴-۱۹- نمودار فراوانی نمای مقاومت فشاری کم‌رپایی



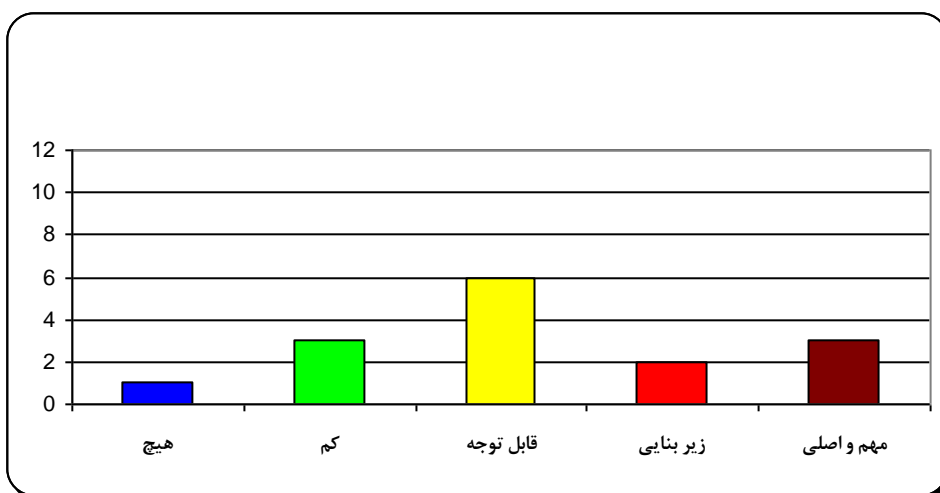
شکل ۴-۲۰- نمودار فراوانی نمای قابلیت معدن کاری انتخابی



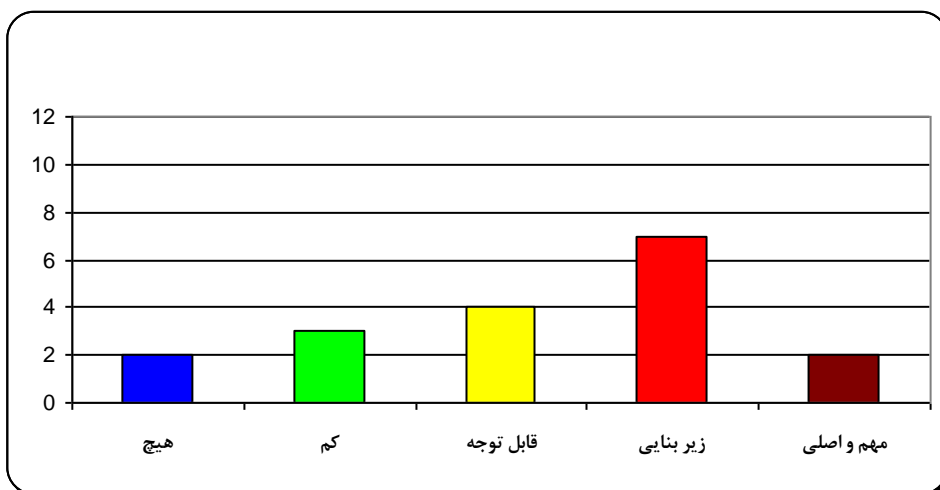
شکل ۴-۲۱- نمودار فراوانی نمای ترقیق



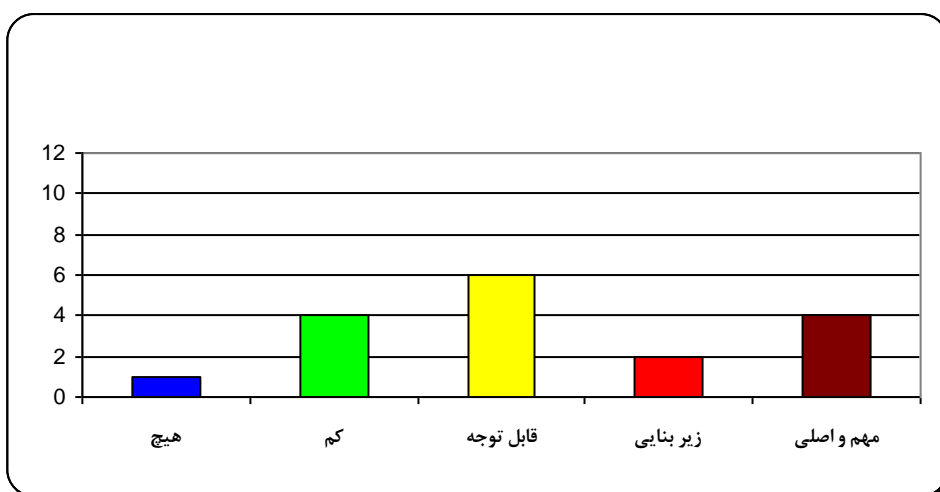
شکل ۴-۲۲- نمودار فراوانی نمای وضعیت تهویه



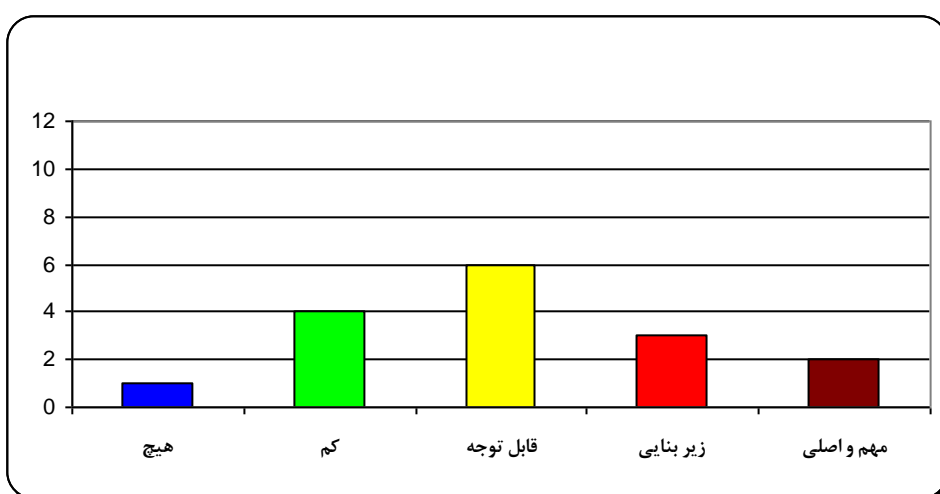
شکل ۴-۲۳- نمودار فراوانی نمای هزینه نسبی



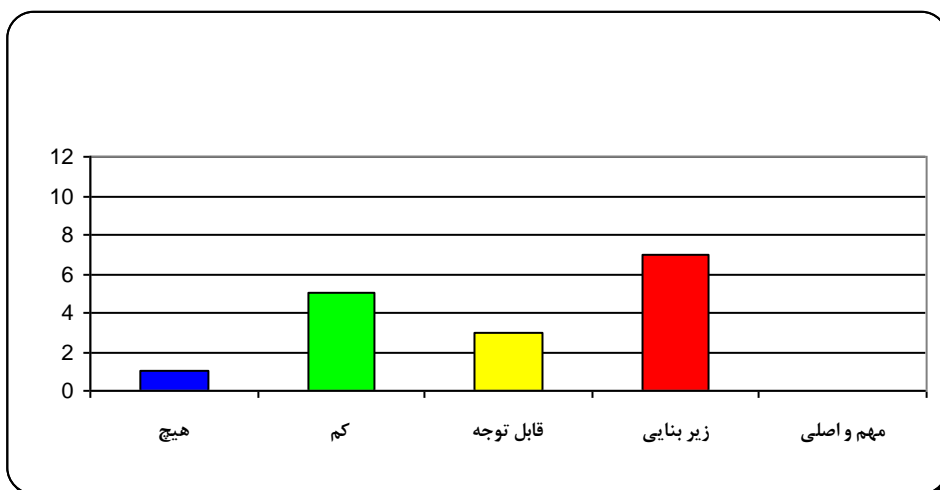
شکل ۴-۲۴- نمودار فراوانی نمای قابلیت مکانیزاسیون



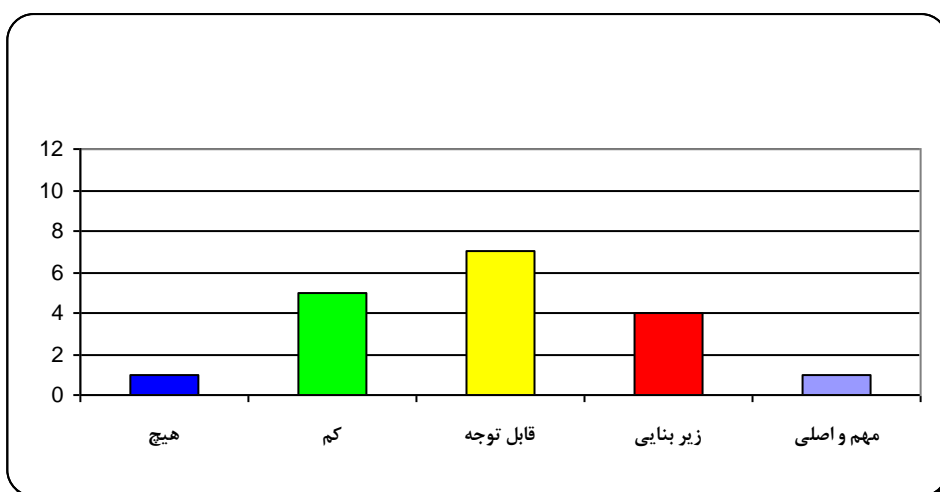
شکل ۴-۲۵- نمودار فراوانی نمای ایمنی و بهداشت



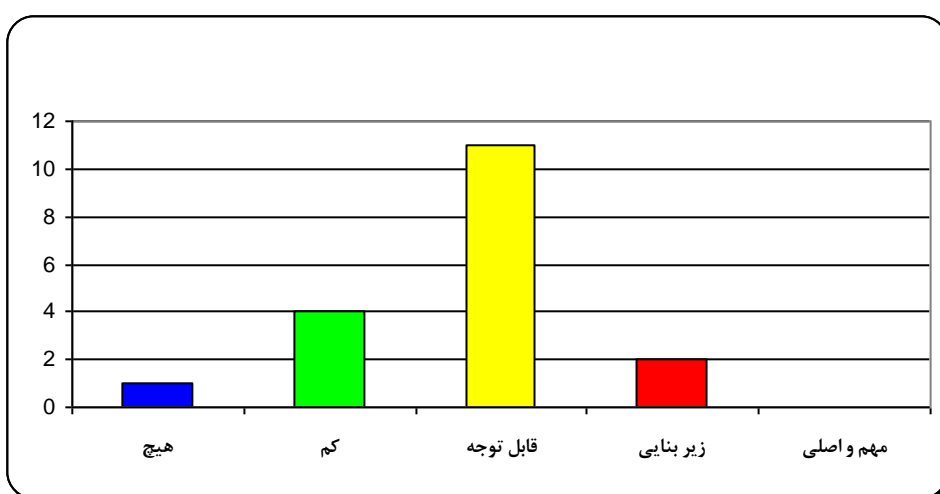
شکل ۴-۲۶- نمودار فراوانی نمای انعطاف پذیری



شکل ۴-۲۷- نمودار فراوانی نمای نشست سطح زمین



شکل ۴-۲۸- نمودار فراوانی نمای آبهای زیرزمینی



شکل ۴-۲۹- نمودار فراوانی نمای وجود نیروی کار ماهر

۴-۴- روش‌های استخراج ممکن برای معدن گل بینی ۸

برای هر کانسار با توجه مشخصات کانسار (مقاومت کمرها و ماده معدنی، شکل کانسار، عمق کانسار، عیار کانسار، میزان ذخیره کانسار و ...)، عوامل اقتصادی (هزینه استخراج، قیمت فروش ماده معدنی، میزان سرمایه‌گذاری و ...)، عوامل فنی (بازیابی معدن، ترقیق، انعطاف‌پذیری روش، مکانیزاسیون، استخراج انتخابی و ...) و عوامل تولیدی (تولید سالانه، ماشین‌آلات، راندمان، مسائل زیست‌محیطی و ...) می‌بایست روش استخراج مناسب انتخاب شود. برای این کار ابتدا روش‌های ممکن برای کانسار مشخص می‌شود. در معادن بوکسیت جاجرم شکل عمومی کانسار به صورت لایه‌ای است و در برخی مناطق لنزهایی وجود دارد. لایه‌های معدنی دارای ضخامت غیر یکنواختی بوده و گسل خورده هستند. گاهی در فواصل کوتاه، ضخامت تا حدود چندین متر تغییر می‌کند و به طور کلی ضخامت بین ۱ تا ۶/۵ متر مشاهده می‌شود و مقدار میانگین آن را حدود ۲/۶ می‌توان در نظر گرفت. شیب لایه‌ها در این معادن دارای تغییرات کمتری است و شیب عمومی را می‌توان ۴۵ تا ۵۰ درجه در نظر گرفت.

با توجه به شرایط موجود روش‌های زیر به عنوان روش‌های کاندیدا معرفی شدند:

۱- روش کندن و پرکردن دستی (Conventional Cut & Fill Stopping)

۲- روش کندن و پرکردن مکانیزه (Mechanize Cut & Fill Stopping)

۳- روش انبارهای (Shrinkage Stopping)

۴- روش استخراج از طبقات فرعی (Sub level Stopping)

۵- روش پلکانی معکوس (Bench Mining)

۶- روش استخراج ستونی (Stull Stopping)

۴-۴-۱- روش انبارهای

روش انبارهای یکی از روش‌هایی می‌باشد که برای استخراج اغلب کانسارها مورد استفاده قرار گرفته است. لایه‌هایی که توسط این روش استخراج می‌شوند پر شیب بوده و به همین دلیل به این شیوه استخراج قائم^{۱۸} نیز گفته می‌شود (عطائی، ۱۳۸۶-الف).

جهت استخراج در این روش به سمت بالاست به این معنی که جبهه کار روی سر و به بالا حرکت خواهد کرد. در این روش ماده معدنی را به صورت برش‌های افقی از پایین به بالا استخراج می‌کنند و ماده معدنی خرد شده را در قسمت‌های استخراج شده می‌ریزند. در حقیقت در این روش ماده معدنی خود عامل پر کردن کارگاه استخراج و در نتیجه باعث نگهداری دیواره‌های فضای استخراجی می‌باشد و در عین حال از ماده معدنی باقی مانده در داخل کارگاه به عنوان سکویی جهت حفر ماده معدنی در قسمت‌های بالا استفاده می‌شود. از آنجا که ماده معدنی در اثر آتش‌کاری افزایش حجمی بین ۳۰ تا ۴۰ درصد (به طور متوسط ۳۵ درصد) پیدا می‌کند، مقداری از مواد معدنی خرد شده بایستی در حین استخراج بیرون کشیده شود. در غیر این صورت مواد معدنی خرد شده کارگاه استخراج را مسدود خواهد کرد. جهت سینه کار استخراجی در قسمت‌های افقی از ته به بالا و حفر چال و خرج‌گذاری از روی باطله زیر ماده معدنی انجام می‌شود.

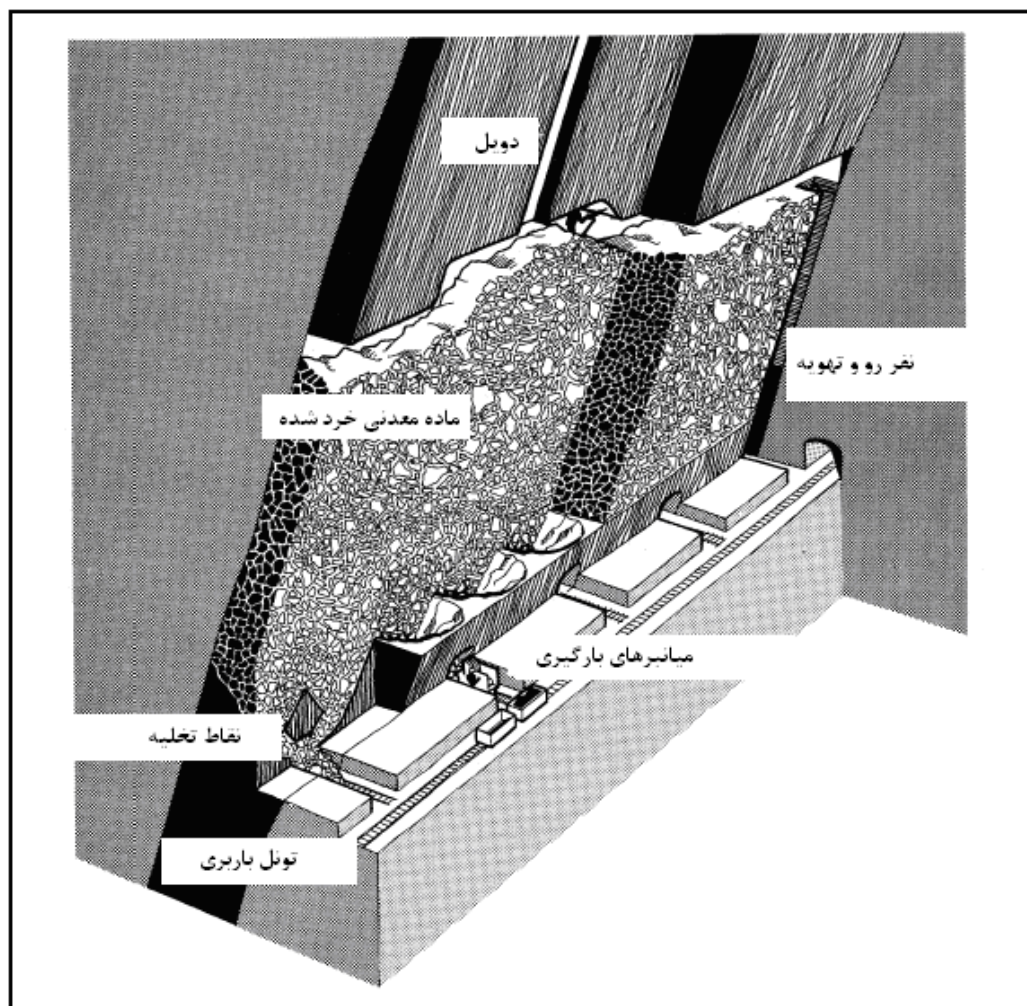
قسمت اعظم سنگ‌های استخراج شده در کارگاه روش انبارهای داخل کارگاه قیف‌ها و نقاط واریز انبار می‌شوند. وقتی که فاصله بین کف استخراج روی سنگ‌های خرد شده و سقف کارگاه، کم و ادامه کار غیر ممکن شد، به تخلیه حساب شده مبادرت می‌ورزند.

افزایش حجم ماده معدنی در اثر آتش‌کاری بسته به نوع سنگ بین ۳۰ تا ۴۰ درصد و به طور متوسط ۳۵ درصد می‌باشد. یعنی حجم سنگ استخراج شده تقریباً ۳۵ درصد بیش از حجم حالت برجای آن است. بنابراین می‌توان به اندازه این افزایش حجم از کارگاه استخراج تخلیه کرد تا فضای باز در داخل کارگاه ایجاد

۱- به طور کلی به روش‌هایی که ضرورتاً به صورت قائم و یا نزدیک به قائم و تحت زاویه‌ای بزرگ‌تر از زاویه قرار سنگ معدنی شکسته شده، کانسار را استخراج می‌کنند، روش‌های استخراج قائم گفته می‌شود.

شود. این امر مانع دسترسی به ۶۰ تا ۷۰ درصد ماده معدنی تولید شده و باعث راکد ماندن و حبس عمده سرمایه می شود (عطائی، ۱۳۸۴-الف).

بدین وسیله ماده معدنی خرد شده برای پر کردن فضای استخراج شده در زیر جبهه کار مورد استفاده قرار گرفته و ضمن ایجاد سکو جهت ادامه کار، کمرهای کارگاه نیز با ماده معدنی خرد شده نگهداری می شود. بسته به مقاومت ماده معدنی و ضخامت کانسار در سقف چال‌هایی به عمق ۲ تا ۳/۶ متر حفر و منفجر می شود. ماده معدنی خرد شده تقریباً تمام فضای کار شده را پر می کند و بنابراین مقداری از آن بایستی از زیر جبهه کار بیرون کشیده شود تا فضای لازم برای کار به وجود آید. اضافه حجم ماده معدنی را از طریق دوپل‌های مخصوص به تونل دنباله رو پایینی کارگاه می‌ریزند و به بیرون حمل می‌کنند. در پاره‌ای از موارد نیز اضافه حجم مواد را از طریق بونکرهای پایینی تخلیه می‌کنند. سپس سطح فوقانی سنگ شکسته شده را صاف و عملیات استخراج ادامه می‌یابد. عملیات استخراج به همین ترتیب به طرف بالا ادامه می‌یابد تا به پایه محافظتی تاج کارگاه برسد. پس از آن می‌توان تمام کانسنگ انباشته شده در داخل کارگاه را با باز کردن دریچه بونکرهای پایینی کارگاه بیرون کشید و مواد معدنی را درون واگن‌های موجود در تونل پایینی تخلیه و به بیرون حمل کرد. پس از بیرون کشیدن تمام ماده معدنی، فضای کارگاه استخراج شده، ممکن است خالی باقی بماند و اجازه داده شود تا کمرها ریزش کنند و یا با آتش‌کاری تخریب شوند یا ممکن است پر شود. در شکل ۴-۳۰ نمایی از این روش استخراج نشان داده شده است.



شکل ۴-۳۰- روش استخراج انباره‌ای (Harmin, 1982)

با توجه به آنچه گفته شد، لزوم مقاوم بودن ماده معدنی احساس می‌شود زیرا ماده معدنی در تمام مدت استخراج، باید دیواره‌ها و سقف کارگاه را نگهداری کند و پایداری را پس از هر آتش‌کاری، تا آتش‌کاری مرحله بعد حفظ می‌کند.

شرایط اجرایی و مشخصات روش استخراج انباره‌ای در جدول ۴-۳ درج شده است.

جدول ۴-۳- شرایط اجرایی و مشخصات روش استخراج انبارهای (عطائی، ۱۳۸۶-الف)

مشخصات	توضیحات
مقاومت کانسنگ	محکم (ویژگی‌های دیگر: ماده معدنی نباید خاصیت اکسیدشوندگی داشته باشد و هم‌چنین دارای خاصیت خودسوزی و چسبندگی نباشد)، ماده معدنی با آتش‌کاری خوب خرد شود.
مقاومت سنگ	محکم تا نسبتاً محکم
شکل کانسار	عدسی یا مسطح
شیب کانسار	نسبتاً پر شیب (بیش از ۴۵ تا ۵۰ درجه، ترجیحاً ۶۰ تا ۹۰ درجه)، بزرگ‌تر از زاویه قرار سنگ خردشده
اندازه کانسار	عرض باریک تا متوسط (۱ تا ۳۰ متر)، دارای گسترش یا وسعت نسبتاً زیاد
عیار کانسنگ	نسبتاً بالا
یکنواختی کانسنگ	یکنواخت
عمق	کم عمق تا متوسط (زیر ۷۵۰ متر)
هزینه نسبی استخراج	۴۵ درصد
نرخ تولید	متوسط
توان تولید	پایین (در آمریکا ۵ تا ۱۰ تن به ازای هر نفر در شیفت)
میزان سرمایه‌گذاری	پایین
نرخ آماده‌سازی	سریع
قابلیت استخراج انتخابی	کم تا متوسط
بازیابی	بالا (۷۵ تا ۸۰ درصد)
اختلاط	پایین (حدود ۱۰ درصد)
انعطاف‌پذیری	متوسط
پایداری فضاها	بالا
نشست زمین	پایین
ایمنی و بهداشت	خوب، این روش نسبتاً ایمن است مشروط بر آن‌که عملیات تخلیه کارگاه به طور مناسب اجرا شود.
امکان مکانیزاسیون	مکانیزه کردن آن مشکل است.
نیاز به نگهداری	خودنگهدار
جهت استخراج	رو به بالا
سایر موارد	جریان مواد تحت نیروی ثقل، روش کارگر بر در عین حال ساده

۴-۴-۲- روش استخراج از طبقات فرعی

روش استخراج از طبقات فرعی یکی از روش‌های بدون نگهداری می‌باشد که اغلب در معادن مس، آهن، روی، گوگرد، سرب، طلا، سنگ آهک و نیکل مورد استفاده قرار می‌گیرد. این روش برای استخراج مواد معدنی نسبتاً پرشیب که هم ماده معدنی و هم سنگ در بر گیرنده از نظر خود نگهداری تا حدودی صلاحیت داشته باشند به کار می‌رود. در ایران معدن سرب و روی کوشک با این روش استخراج می‌شود (عطائی، ۱۳۸۶-الف).

این روش پرتولید بوده و حجم استخراج در آن بالا می‌باشد. سنگ معدن و کمرهایی که تحت استخراج این شیوه قرار می‌گیرند، عموماً بایستی محکم بوده و بنابراین نیازی به نگهداری مصنوعی ندارد و یا اگر نیاز داشته باشد کم و قابل اغماض می‌باشد. از ویژگی‌های این روش اتاق‌ها یا کارگاه‌های بزرگی است که پس از استخراج خالی باقی می‌ماند و یا پر می‌شود. این فضاها، غالباً ابعاد بزرگی به ویژه از نظر ارتفاع دارند. در توده‌های بزرگ ممکن است چندین کارگاه ایجاد شود که بین آن‌ها پایه‌هایی از ماده معدنی باقی می‌ماند.

طرز کار بدین صورت است که پس از حفر دو تونل دنباله‌رو اصلی در بالا و پایین و یک دوپل ارتباطی، تعدادی تونل دنباله‌رو افقی دیگر نیز به فواصل چند متر در داخل ماده معدنی احداث و بدین ترتیب آن را به طبقات فرعی متعددی تقسیم می‌کنند. توام با انجام این عملیات، بونکرهایی نیز در قسمت پایین کارگاه احداث می‌کنند و مواد معدنی حفر شده از طریق این بونکرها، به داخل وسایل حمل و نقلی که در تونل دنباله‌رو پایین قرار دارند، تخلیه می‌شود. پس از احداث طبقات فرعی و بونکرها، طبقات فرعی را از پایین به بالا استخراج می‌کنند. برای استخراج ماده معدنی در داخل تونل‌های فرعی، چال‌های متعددی حفر و آن‌ها را منفجر می‌کنند. قطر چال‌ها از ۵۱ تا ۳۰۰ میلی‌متر تغییر می‌کند و برای چال‌های بلند از DTH^1 استفاده می‌شود. طول چال‌ها به ابعاد کانسنگ و فاصله تا نزدیک‌ترین تونل سراسری بستگی دارد ولی به ندرت از ۳۰ متر تجاوز می‌کند. این چال‌ها به یکی از دو صورت زیر حفر شوند (عطائی، ۱۳۸۴-الف):

- ۱- چال‌های پروانه‌ای و کوچک: اغلب از این نوع چال‌ها استفاده می‌شود که قطر چال‌ها ۲ تا ۳ اینچ (۵۰ تا ۷۰ میلی‌متر) و طول چال‌ها معمولاً ۲۴ تا ۳۰ متر است.

¹⁹ Down The Hole

۲- چال‌های موازی و بزرگ: در صورتی که ماده معدنی رگه‌ای شکل و باریک باشد ممکن است از چال‌های موازی استفاده شود. این چال‌ها با قطر زیاد و تا طول ۹۰ متر حفر می‌شوند. چال‌های بلندتر به معنی انتخاب طبقه فرعی کمتر و در نتیجه آماده‌سازی کمتر می‌باشد.

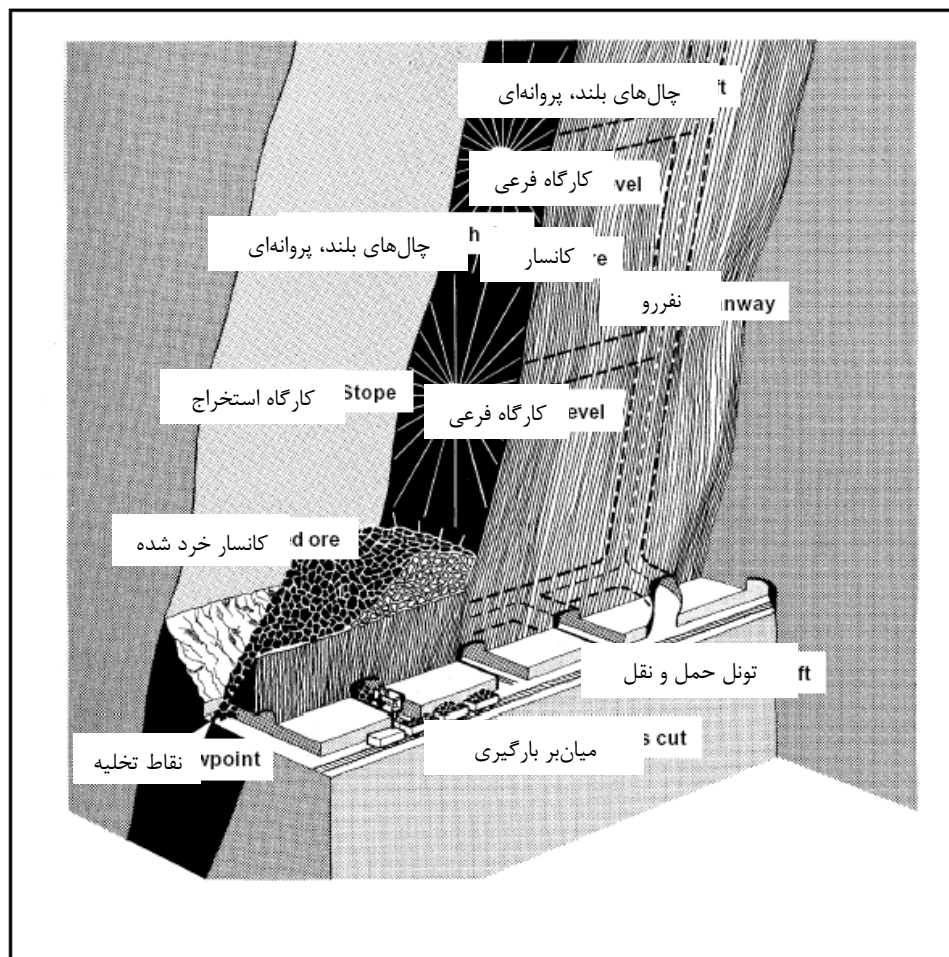
برای شروع استخراج در ابتدا لازم است که یک شکاف^{۲۰} در انتهای کارگاه در عرض ماده معدنی یعنی بین کمرپایین و کمربالا ایجاد شود. این کار معمولاً با چال‌زنی و آتش‌کاری دیواره‌ها از داخل دوپیل انتهایی انجام می‌گیرد. وقتی که این دوپیل از کمربالا تا پایین باز شد، استخراج می‌تواند به سرعت پیش رود. این دوپیل باز یا شکاف ایجاد شده، یک سطح آزاد برای آتش‌کاری ایجاد می‌کند و می‌توان در این شکاف اقدام به حفر چال‌های موازی (برای کانسارهای کم ضخامت) یا چال‌های پروانه‌ای از داخل طبقه فرعی کرد. در چال‌های پروانه‌ای این شکاف در انتهای کارگاه ایجاد می‌شود ولی در استفاده از چال‌های موازی علاوه بر این شکاف یک برش افقی نیز ایجاد می‌شود. در اثر آتش‌کاری، سنگ منفجر شده به داخل کارگاه خالی پرتاب می‌شود. جهت حرکت و پیشروی جبهه کار به سمت دوپیل عبور افراد^۲ می‌باشد. سنگ معدنی خرد شده را در هر زمان که لازم باشد می‌توان از کارگاه تخلیه کرد. در صورتی که دیواره‌ها شروع به ریزش نمایند می‌توان پایه‌هایی را در کارگاه باقی گذاشت (عطائی، ۱۳۸۴-الف).

چال‌های پروانه‌ای با آتش‌کاری در داخل یک شکاف قائم شیوه اصلی استخراج از طبقات فرعی بوده است. چال‌های کم قطر (۵۰ تا ۷۰ میلی‌متر) با دستگاه‌های چال‌زنی ضربه‌ای نصب شده روی یک بازو یا جامبو دریل‌های حفر چال‌های پروانه‌ای با میله مته‌های با طول حداکثر ۲۴ تا ۳۰ متر حفر می‌شوند. برای مقرون به صرفه بودن شکستن سنگ‌ها، چال‌ها با تراکم بالا خرج‌گذاری می‌شوند و یک حلقه با ضخامت ۱/۵ تا ۳ متر که تاثیر آن بی‌شبهت به آتش‌کاری در معادن روباز نیست، به طور هم‌زمان منفجر می‌شود. انحراف چال یک مشکل جدی است. با این وجود در طول ۲۴ تا ۳۰ متر این انحراف‌ها جدی و غیر معمول نیستند. تاثیر این مساله در آتش‌کاری می‌تواند فجیع باشد زیرا چال‌های پروانه‌ای مستلزم دقت در محل حفر چال‌ها برای دستیابی به یک خردشدگی مناسب می‌باشند. در به کارگیری چال‌های پروانه‌ای باید دقت شود که کانسار یکنواخت باشد زیرا غیر یکنواخت بودن سنگ معدن (از نظر زمین‌شناسی، جنس و ساختمان) باعث خسارت در ادامه کار می‌شود. بنابراین قبل از حفر چال‌های پروانه‌ای بایستی محدوده‌ای که سنگ منفجر

20 - Slot

2- Man way raise

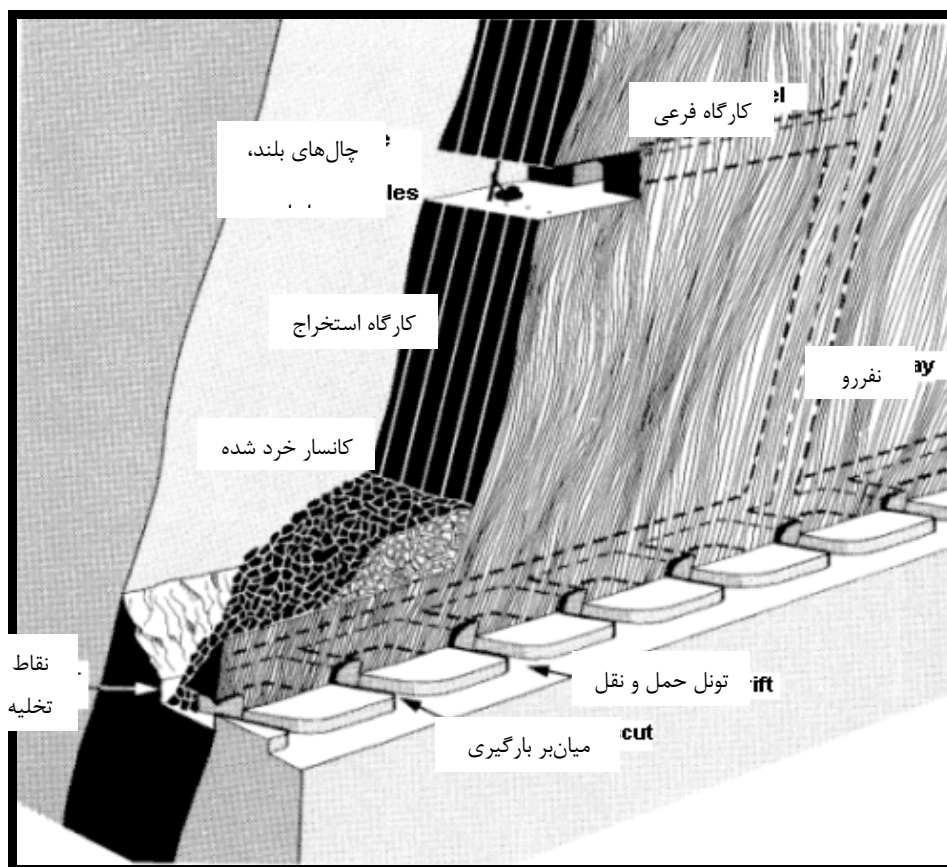
خواهد شد به دقت مورد بررسی قرار گیرد (عطائی، ۱۳۸۶-الف). در شکل ۴-۳۱ نمایی از روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال‌های پروانه‌ای نمایش داده شده است.



شکل ۴-۳۱- نمایی از روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال‌های پروانه‌ای (Harmin, 1982)

با ورود دستگاه‌های چال‌زنی دورانی و ضربه‌ای DTH دارای قطر بزرگ (۲۰۰ میلی‌متر) روش حفر چال‌های موازی برای استخراج از طبقات فرعی جنبه علمی گرفت زیرا با این دستگاه‌ها می‌توان چال‌های با طول زیاد حفر کرد. انحراف در چال‌های موازی با قطر و طول بیشتر که در حال حاضر می‌تواند حداکثر به ۹۰ متر برسد، زیاد نیست (زیر ۲ درصد). با حفر چال‌های طویل‌تر در این روش می‌توان فاصله طبقات فرعی را افزایش، تعداد طبقات فرعی را کاهش و در نتیجه میزان عملیات آماده‌سازی را کم کرد و حجم بیشتری از کانسنگ را در یک مرحله چال‌زنی و آتش‌کاری استخراج کرد. به دلیل طولانی بودن چال‌ها در این حالت،

این روش، روش کارگاه باز با چال‌های بلند^{۲۱} نیز نامیده می‌شود. در شکل ۴-۳۲ نمایی از روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال‌های موازی نمایش داده شده است.



شکل ۴-۳۲- نمایی از روش استخراج از طبقات فرعی با استفاده از چال‌های موازی (Harmin, 1982)

در اثر آتش‌کاری مواد خرد می‌شوند و در اثر وزن خود به قسمت‌های پایین فرو می‌ریزند و در بالای بونکر جمع می‌شوند. هر چند کارگاه‌ها فاقد نگهداری هستند اما گاهی برای نگهداری قسمت‌های استخراج شده، در اطراف تونل‌های اصلی بالا و پایین مقداری از ماده معدنی را برجای می‌گذارند. همچنین در قسمت‌های دیگر نیز مقداری از ماده معدنی را به صورت پایه‌های طویل از بالا تا پایین کارگاه به جای می‌گذارند. شرایط اجرائی و مشخصات روش استخراج از طبقات فرعی در جدول ۴-۴ درج شده است.

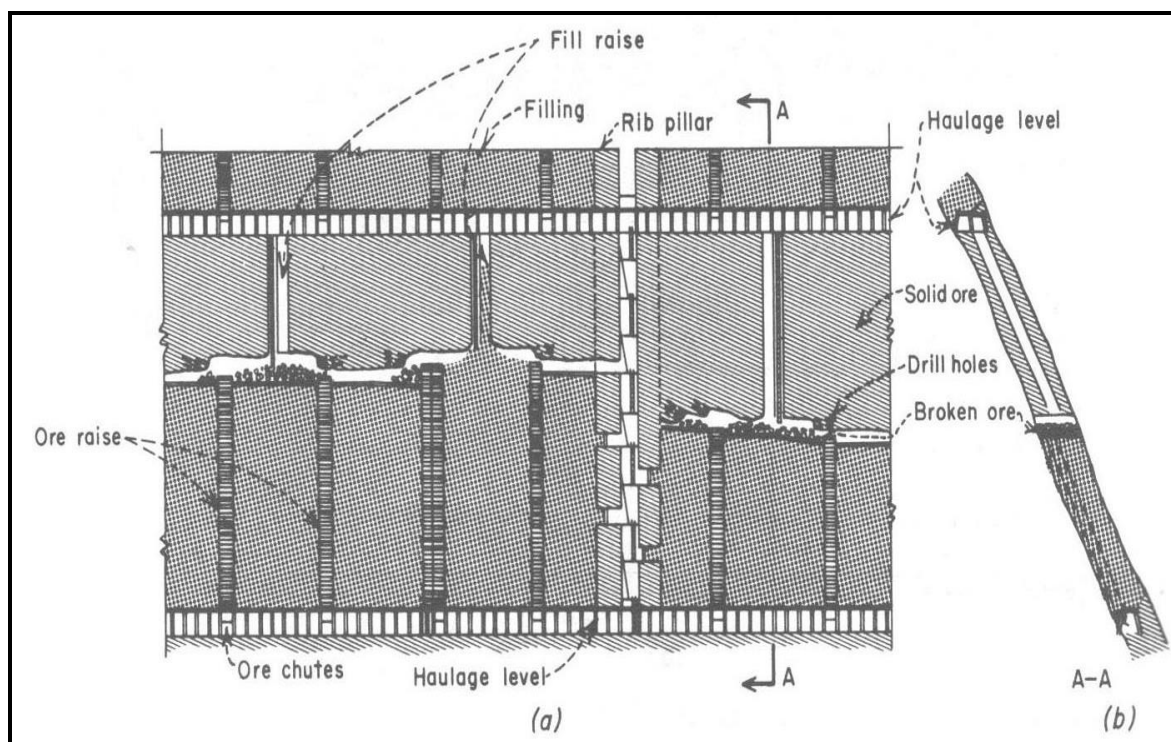
^{۲۱}- Long hole open stope

جدول ۴-۴- شرایط اجرایی و مشخصات روش استخراج از طبقات فرعی (عطائی، ۱۳۸۶-الف)

مشخصات	توضیحات
مقاومت کانسنگ	متوسط تا محکم
مقاومت سنگ	محکم تا نسبتاً محکم، ناحیه تحت عمل استخراج باید دارای شرایط زمین‌شناسی و ساختمانی نسبتاً ایده‌آل و عوارض زمین‌شناسی کم‌تر باشد.
شکل کانسار	عدسی یا مسطح
شیب کانسار	نسبتاً پر شیب (بیش از ۴۵ تا ۵۰ درجه، ترجیحاً ۶۰ تا ۹۰ درجه)
اندازه کانسار	نسبتاً ضخیم تا عرض متوسط (۶ تا ۳۰ متر)، دارای گسترش یا وسعت نسبتاً زیاد، در صورتی که ضخامت ۳ تا ۲۰ باشد، جهت پیشروی امتدادی و در صورتی که ۲۰ تا ۵۰ متر باشد، کارگاه طوری احداث می‌شود که جهت پیشروی کارگاه عمود بر امتداد کانسار باشد.
عیار کانسنگ	متوسط
یکنواختی کانسنگ	نسبتاً یکنواخت تا یکنواخت، ناحیه استخراجی باید دارای شرایط زمین‌شناسی ساختمانی نسبتاً ایده‌آل باشد و خردشدگی‌ها، گسل‌ها که نقاط ضعف می‌باشند، وجود نداشته باشد.
عمق	متوسط (زیر ۱۲۰۰ متر)، عمیق (زیر ۲۴۰۰ متر)
هزینه نسبی استخراج	۲۰ درصد
نرخ تولید	بالا
توان تولید	بالا (در آمریکا ۱۵ تا ۳۰ تن به ازای هر نفر در شیفت)
میزان سرمایه‌گذاری	متوسط
نرخ آماده‌سازی	متوسط
قابلیت استخراج انتخابی	کم
بازیابی	متوسط تا نسبتاً خوب (۷۵ درصد)
اختلاط	متوسط تا نسبتاً خوب (۲۰ درصد)
انعطاف‌پذیری	پایین
پایداری فضاها	بالا
نشست زمین	پایین
ایمنی و بهداشت	خوب
امکان مکانیزاسیون	بالا
نیاز به نگهداری	خودنگهدار
جهت استخراج	رو به بالا
سایر موارد	جریان مواد تحت نیروی ثقل، تهویه خوب، آتش‌کاری‌های بزرگ

۴-۳-۴- روش کندن و پرکردن

روش کندن و پرکردن یکی از روش‌های با نگهداری است که در کانسارهای پر شیب و مواد معدنی رگه‌ای، عدسی شکل و لایه‌ای تحت شرایط بد کمرها مورد استفاده قرار می‌گیرد. در این روش فضای استخراج شده با مواد پرکننده پر می‌شود. بدین منظور پس از آماده‌سازی کارگاه، با چال‌زنی و آتش‌کاری جبهه‌کار، معمولاً از پایین کارگاه استخراج ماده معدنی شروع شده و رو به بالا ادامه می‌یابد (عطائی، ۱۳۸۶-ب). ضخامت ماده معدنی از ۲ تا ۳۰ متر تغییر می‌کند. پس از آتش‌کاری و تهویه و صاف‌کردن جبهه‌کارها، مواد معدنی توسط LHD¹ و یا در عملیات کوچک با اسکرپور بارگیری می‌شوند و پس از آن مواد پرکننده، در کارگاه استخراج تخلیه می‌شوند. به عبارت دیگر وقتی یک برش کامل از ماده معدنی استخراج و به بیرون از کارگاه انتقال داده شد، فضای خالی را با حجم معادل تا زمانی که یک سینه کار جدید به فاصله حدود ۳ متری از جبهه کار تشکیل شود، پر می‌کنند. در شکل ۴-۳۳-۴ نمایی از این روش نشان داده شده است.



شکل ۴-۳۳-۴- نمایی از روش استخراج کندن و پرکردن (Morrison & Russell, 1973)

مهم‌ترین وظایف مواد پرکننده عبارتند از (عطائی، ۱۳۸۴-ب):

- نگهداری دیواره‌های ضعیف کانسار

- ایجاد سکوی کار به گونه‌ای که چال‌زنی و آتش‌کاری برش‌های بعدی ماده معدنی از روی این سکو انجام می‌شود.

پر کردن در این روش کاملاً با عملیات و چرخه استخراج پیوند خورده است و به معنی فعالیت مستقل که بعد از اتمام کل عملیات استخراج صورت بگیرد، نمی‌باشد (هارتمن، ۱۹۸۷).

در روش کندن و پرکردن نیز برای نگهداری زمین، پایه‌هایی در مرزهای کارگاه باقی گذاشته می‌شود. از آنجا که کارگاه‌ها پر می‌شوند اغلب تمام یا بخشی از این پایه‌ها را می‌توان بازیابی کرد. زمان پرکردن در این روش از اهمیت زیادی برخوردار است زیرا مواد پرکننده باید به موقع جهت تحمل فشارهای بسیار زیادی که بر کارگاه وارد می‌شود، در محل استخراج شده قرار گیرند.

این روش از انعطاف‌پذیری بالایی برخوردار است و به راحتی به روش‌های دیگر تبدیل می‌شود. این روش در هر شرایطی قابل اجرا می‌باشد به طوری که طراحی معادن زیرزمینی معمولاً بر اساس روش کندن و پرکردن صورت می‌گیرد و در صورت خوب بودن شرایط، روش‌های دیگر انتخاب می‌شوند.

شرایط به کارگیری این روش همانند روش استخراج از طبقات فرعی و روش انبارهای می‌باشد که در لایه‌های پر شیب، ماده معدنی مقاوم و ... کاربرد دارد. فرق این روش با روش استخراج از طبقات فرعی و روش انبارهای در انتخابی بودن معدن کاری است. علاوه بر این نیازی به طبقات فرعی و نقاط تخلیه ندارد. این روش را می‌توان در کانسارهای بی نظم و متقاطع به کار برد و قسمت‌های پر عیار را استخراج و قسمت‌های کم عیار را باقی گذاشت (عطائی، ۱۳۸۶-ب).

در روش کندن و پرکردن برای پرکردن کارگاه از روش‌های پرکردن دستی، پرکردن ثقلی، مکانیکی، پنوماتیکی و روش هیدرولیکی استفاده می‌شود. روش‌های مکانیکی، پنوماتیکی و هیدرولیکی مکانیزه و برای اجرا نیازمند فضای کاری بیشتر و لایه‌های ضخیم‌تری نسبت به روش‌های دستی و ثقلی هستند. این روش‌ها دارای راندمان بالاتر، تراکم بیشتر مواد پرکننده، کارگران کمتر مورد نیاز برای پرکردن و میزان نشست کمتری در سطح زمین می‌باشند.

شرایط اجرائی و مشخصات روش کندن و پرکردن در جدول ۴-۵ درج شده است.

جدول ۴-۵- شرایط اجرائی و مشخصات روش کندن و پرکردن (عطائی، ۱۳۸۶-ب)

مشخصات	توضیحات
مقاومت ماده معدنی	متوسط تا محکم (نسبت به روش‌های بدون نگهداری ضعیف‌تر)
مقاومت سنگ	ضعیف تا نسبتاً ضعیف
شکل کانسار	مسطح، می‌تواند نامنظم باشد، ناپیوسته
شیب کانسار	متوسط تا نسبتاً پر شیب (بیش از ۴۵ تا ۵۰ درجه)
اندازه کانسار	عرض باریک تا متوسط (۲ تا ۳۰ متر)، دارای گسترش یا وسعت نسبتاً زیاد
عبار ماده معدنی	نسبتاً بالا
یکنواختی ماده معدنی	متوسط، متغیر (باطله را می‌توان در کارگاه جدا کرد)
عمق	متوسط تا عمیق (کمتر از ۱/۲ تا ۲/۴ کیلومتر)
هزینه نسبی استخراج	۵۵ درصد
نرخ تولید	متوسط
توان تولید	متوسط (در آمریکا ۹ تا ۱۸ تن به ازای هر نفر در شیفت)
میزان سرمایه‌گذاری	متوسط
نرخ آماده‌سازی	متوسط
قابلیت استخراج انتخابی	زیاد
بازیابی	عالی (۹۰ تا ۱۰۰ درصد)
اختلاط	پایین (۵ تا ۱۰ درصد)
انعطاف‌پذیری	متوسط
پایداری فضاها	بالا، این روش نگهداری عالی را برای کمربالا و کمرپایین تامین می‌کند و کارگران در معرض حداقل فضای باز ممکن می‌گیرند. استحکام جبهه کار نیز حفظ می‌شود.
نشست زمین	پایین
ایمنی و بهداشت	متوسط
امکان مکانیزاسیون	مکانیزه
نیاز به نگهداری	روش با نگهداری
جهت استخراج	رو به بالا یا رو به پایین
سایر موارد	-جریان مواد تحت نیروی ثقل -نیاز به مواد بکننده

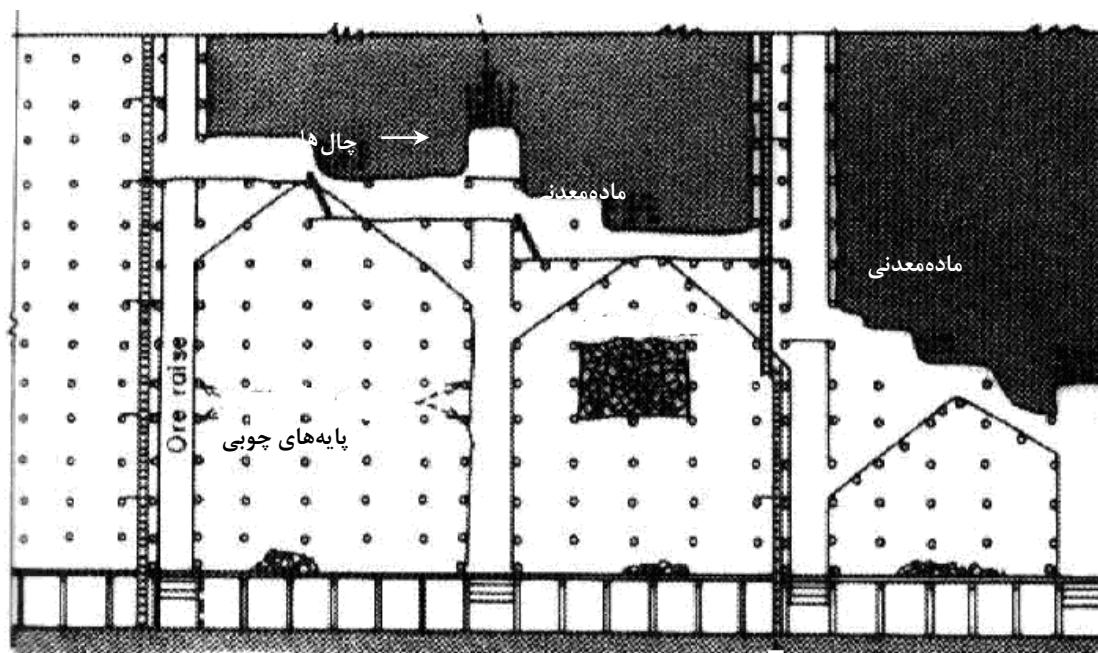
۴-۴-۴- روش استخراج ستونی

روش استخراج ستونی یکی از روش‌های با نگهداری می‌باشد که برای استخراج رگه‌های نازک، شیب‌دار با شیب‌های متغیر، مسطح و سنگ‌های فراگیر نسبتاً ضعیف به کار می‌رود. در این روش به منظور نگهداری، ستون‌های چوبی بین کمرپایین و کمربالا قرار می‌گیرند.

در این روش برش‌هایی از ماده معدنی به صورت افقی یا مایل استخراج می‌شوند و استخراج از پایین کارگاه به سمت بالا جلو می‌رود. برای کنترل سقف از ستون‌های چوبی به صورت عمود بر کمرهای کارگاه به طور سیستماتیک یا تصادفی استفاده می‌شود (شکل ۴-۳۴). وظایف پایه‌ها در این روش عبارتند از:

- تحمل بار وارد شده از ناحیه کمربالا و انتقال آن به کمرپایین و در نتیجه ایجاد یک محل امن در حین عملیات استخراج و جلوگیری از نشست سقف
- تهیه یک سکو برای کارگران در حین کار و ایجاد حفاظ برای کنترل سنگ‌هایی که از بالا دست ریخته شده‌اند.

نگهداری‌های چوبی معمولاً شامل پایه‌های منفرد در کانسارهای تقریباً افقی یا ستون‌ها در کانسارهای شیب‌دار با شیب متغیر همراه با کلاhek یا سرلاهای آزاد هستند که به عنوان نگهداری موقت استفاده می‌شوند. ابعاد و مقاومت چوب‌ها باید کافی باشند و در فواصل مناسب بایستی جرزهایی در باطله ایجاد شده تا امنیت کار افراد در زیر آن‌ها فراهم شود. در صورتی که ستون‌ها به صورت چوب بست درآیند و پیچیده‌تر شوند، تشکیل یک سازه پایدار می‌دهند که روش به روش کرسی چینی تبدیل می‌شود (عطائی، ۱۳۸۶-ب).



شکل ۴-۳۴- نمایی از روش استخراج ستونی در یک کانسار لایه‌ای مسطح شیب‌دار (Hartman, 2002)

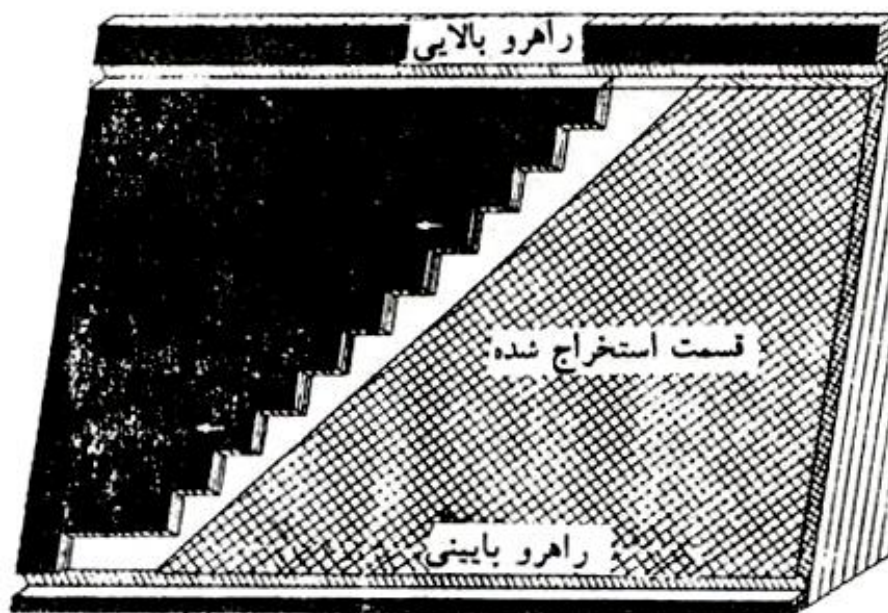
شرایط اجرائی و مشخصات این روش در جدول ۴-۶ درج شده است.

جدول ۴-۶- شرایط اجرائی و مشخصات روش استخراج ستونی (عطائی، ۱۳۸۶-ب)

مشخصات	توضیحات
مقاومت ماده معدنی	نسبتاً محکم تا محکم
مقاومت سنگ	متوسط تا نسبتاً ضعیف، اگر کمرها ضعیف باشند به علت فرو رفتن ستون‌ها در کمرها نمی‌توان روش را اجرا کرد.
شکل کانسار	تقریباً مسطح (لایه‌ای) تا نامنظم
شیب کانسار	متوسط تا نسبتاً پر شیب (بیش از ۴۵ تا ۵۰ درجه)
اندازه کانسار	نازک (زیر ۳/۶ متر)، گسترش می‌تواند کم باشد
عیار ماده معدنی	پر عیار تا نسبتاً پر عیار
یکنواختی ماده معدنی	متوسط، متغیر
عمق	متوسط (کمتر از ۱/۱ کیلومتر)، در عمق زیاد ستون‌ها قادر به تحمل بار وارده نیستند.
هزینه استخراج	۷۰ درصد
نرخ تولید	کوچک
توان تولید	پایین
میزان سرمایه‌گذاری	پایین
نرخ آماده‌سازی	سریع
قابلیت استخراج انتخابی	زیاد
بازبایی	بالا
اختلاط	پایین
انعطاف‌پذیری	بالا
پایداری فضاها	متوسط
نشست زمین	متوسط
ایمنی و بهداشت	متوسط
امکان مکانیزاسیون	مستلزم مکانیزاسیون بسیار کم (کارگاه‌ها کوچک هستند و گنجایش و تحمل تجهیزات موتوری را ندارند)
نیاز به نگهداری	روش با نگهداری
جهت استخراج	رو به بالا
سایر موارد	جریان مواد تحت نیروی ثقل، روش کارگر بر در عین حال ساده

۴-۴-۵- روش پلکانی معکوس

این روش متداول‌ترین روش، در استخراج لایه‌های شیب‌دار با ضخامت کم می‌باشد. در این روش که پرکاربردترین روش استخراج معادن زغال‌سنگ ایران است، طول کارگاه به طور متوسط ۱۰۰ متر می‌باشد. جبهه کار به صورت پلکانی در می‌آید تا کارگران از خطرات ناشی از غلتیدن زغال و سایر مصالح مصون بمانند (عطائی، ۱۳۸۶-ب) (شکل ۴-۳۵).



شکل ۴-۳۵- روش پلکانی معکوس (بصیر، ۱۳۷۵)

زغالی که توسط یک کارگر کنده می‌شود و به پایین می‌ریزد، از پشت سر نفر بعدی بر روی مسیر باربری می‌ریزد و مزاحم کارگر بعدی نمی‌شود. به همین دلیل عرض پله‌ها از ۲ متر کمتر انتخاب نمی‌شود زیرا پله‌های کم عرض ممکن است نتوانند محافظت کارگران پایین دست را از خطر غلتیدن زغال سنگ به خوبی انجام دهند. عرض پله‌ها از ۶ متر بیشتر نخواهد بود زیرا در غیر این صورت سطح آزاد بزرگی ایجاد خواهد شد و در نتیجه بار وارد بر زغال بکر زیاد شده و ممکن است بشکنند. علاوه بر این احتمال انباشته شدن زغال در گوشه‌های پله‌ها وجود دارد. دندان پله‌ها با سطح خاکریزی تماس ندارد و دارای فاصله‌ای حدود ۰/۵ تا ۲ متر می‌باشد تا راه عبور هوا و افراد مسدود نشود.

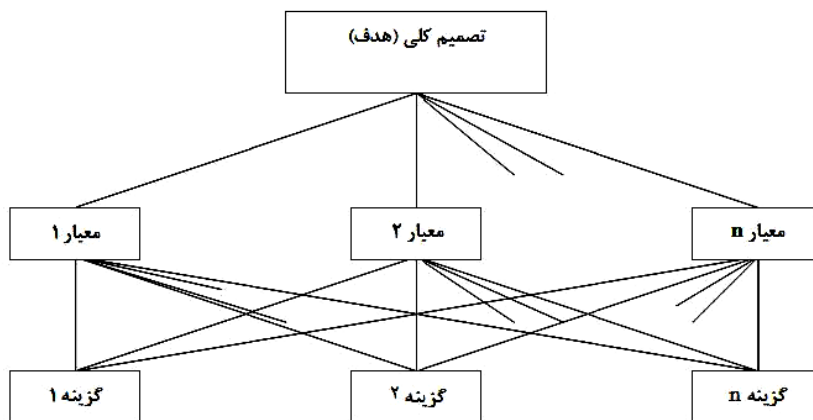
ارتفاع پله به مقاومت زغال، ضخامت لایه و روش زغال‌کنی بستگی دارد. با افزایش ارتفاع پله تعداد گوشه‌هایی که زغال‌کنی از آن‌ها مشکل است، کاهش یافته، در نتیجه راندمان افزایش می‌یابد. ارتفاع پله‌ها را نمی‌توان کمتر از ۲/۵ متر گرفت زیرا محل راحت برای ایستادن کارگر وجود نخواهد داشت و ارتفاع پله‌ها از ۶ متر بیشتر انتخاب نمی‌شود چون تعداد کارگران کارگاه‌ها کم می‌شود. عیب پله‌های با ارتفاع زیاد در این است که زغال در اثر ریزش از ارتفاع زیادتر، خرد شده و اگر هوا کمی سرعت داشته باشد، گرد زغال تولید می‌کند و باعث ایجاد انفجار می‌شود. به این دلیل پله‌های کم ارتفاع‌تر مناسب‌تر است (ناصرنیا، ۱۳۷۱).

۴-۵- انتخاب روش استخراج با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره

۴-۵-۱- روش تحلیل سلسله مراتبی^{۲۳}

فرآیند تحلیل سلسله مراتبی با تجزیه و تحلیل مسائل مشکل و پیچیده، آن‌ها را به شکلی ساده تبدیل کرده و به حل آن‌ها می‌پردازد. این روش کاربردهای فراوانی در مسائل اقتصادی و اجتماعی پیدا کرده است. روش تحلیل سلسله مراتبی در سال ۱۹۸۰ توسط محققى به نام توماس- ال- ساعتى^۲ ارائه شد. در این روش مسأله تصمیم‌گیری به سطوح مختلف هدف، معیارها و زیر معیارها و آلترناتیوها تقسیم می‌شود تا تصمیم‌گیرنده بتواند براحتی در کوچک‌ترین تصمیم‌گیری دقت نماید (شکل ۴-۳۶). مهم‌ترین قابلیت روش تحلیل سلسله مراتبی در توانایی تبدیل ساختار سلسله مراتبی یک مسئله پیچیده چند شاخه به ساختار بسط داده شده برای درک بهتر تصمیم‌گیرنده از مسئله تصمیم‌گیری می‌باشد. مهم‌ترین مزیت به کارگیری روش تحلیل سلسله مراتبی استفاده از مقایسه زوجی برای مشخص کردن اهمیت نسبی گزینه‌ها در ارتباط با هر معیار می‌باشد. فرآیند تحلیل سلسله مراتبی شامل مراحل زیر است:

- ساختن سلسله مراتبی
- محاسبه وزن
- سازگاری سیستم



شکل ۴-۳۶- ساختمان سلسله مراتبی (Chin & Chau, 2007)

۴-۵-۱-۱- ماتریس مقایسه زوجی معیارها

پس از تجزیه و تحلیل نظرات جمع‌آوری شده از کارشناسان و جمع‌بندی داده‌ها، از ۲۹ معیار آورده شده سه معیار مربوط به مقاومت فشاری کمرها و کانسار با توجه به این که طبق نظر کارشناسان زیر

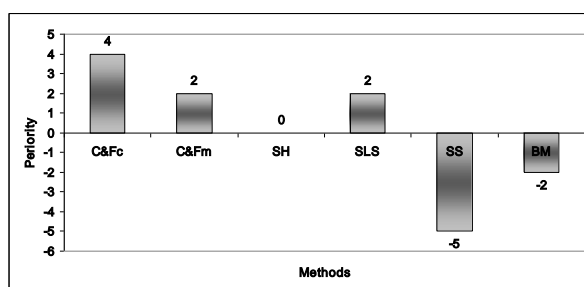
²³ Analytical Hierarchy Process

2- Thomas L. Saaty

مجموعه RMR هستند، حذف شدند و ۲۶ معیار باقی مانده بر اساس امتیاز به صورت نزولی مرتب شدند و ۱۳ معیاری (نیمی از معیارها) که دارای انحراف معیار کمتر از ۱ بودند به عنوان معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج شناخته شدند. این معیارها در جدول ۴-۷ نشان داده شده‌اند و ماتریس مقایسه زوجی برای این معیارها تشکیل شد (جدول ۴-۸). برای انجام مقایسه زوجی بین معیارها و گزینه‌های مطرح از نظرات یک گروه ۴ نفری که دارای تجربه در مورد معدن کاری زیرزمینی بودند، استفاده شد. ماتریس مقایسه زوجی معیارها در شکل ۴-۳۷ نشان داده شده است.

جدول ۴-۷- معیارهای کلیدی در انتخاب روش استخراج

نماد	وزن معیار	میانگین	معیار
C1	۰/۴۰۹۱	۴/۷۱	گزینه‌های
C2	۰/۳۰۸۷	۴/۵۳	RMR کمربالا
C3	۰/۳۰۸۷	۴/۵۳	دسترسی به تکنولوژی
C4	۰/۵۰۸۴	۴/۴۷	دسترسی به تکنولوژی
C5	۰/۰۶۷۶	۳/۹۴	RMR کانسار
C6	۰/۰۷۷۵	۳/۸۹	توزیع عیار در کانسار
C7	۰/۰۵۷۴	۳/۸۳	یکنواختی کانسار
C8	۰/۰۷۷۳	۳/۸۱	درصد بازیابی
C9	۰/۰۸۷۳	۳/۷۸	تولید سالانه
C10	۰/۰۹۷۲	۳/۷۲	RMR کمربالین
C11	۰/۰۶۰۹	۳/۵۶	درصد بازیابی
C12	۰/۵۰۶۹۸	۳/۵۶	ماتریس
C13	۰/۰۶۹۶	۳/۵۶	ترقیق



شکل ۴-۳۷- نمودار وزن دهی معیارها

جدول ۴-۸- ماتریس مقایسه زوجی معیارها

وزن	ترقیق	عمق	تکنولوژی	RMR کمر پایین	تولید سالانه	درصد بازیابی	یکنواختی کانسار	توزیع عیار در کانسار	RMR کانسار	شکل	شیب لایه	RMR کمر بالا	ضخامت لایه	
02.091	6	2	6	47	26	6	62	6	21	12	1/2	1/2	1	ضخامت لایه
50.3087	8	4	88	6	46	8	8	84	4	22	31	1	2	RMR کمر بالا
60.087	8	47	88	67	46	8	822	8	41	2	31	1	2	شیب لایه
06645.4084	555556	27	86	47	26	6	62	64	21	122	13/2	1/2	1	شکل
06.076	3	177	83	277	1	3	32	34	111	1/22	1/34	1/4	1/2	RMR کانسار
640.6075	51	1/3	81	1/2	1/36	1	12	1	1/3	1/26	1/38	1/8	1/6	توزیع عیار در کانسار
540.6074	51	1/37	81	1/27	1/36	1	12	144	1/31	1/6	1/38	1/8	1/6	یکنواختی کانسار
40.6073	51	1/37	81	1/27	1/36	1	1	14	1/31	1/26	1/38	1/8	1/6	درصد بازیابی
06.6073	3	17	83	27	16	3	32	3	11	1/2	1/34	1/4	1/2	تولید سالانه

RMR کمرباطین	1/4	1/6	1/36	1/34	1/21	24	222	2	16/2	17	2	1/275	52	0.6072
تکنولوژی	1/6	1/8	1/8	1/36	1/311	14	1	1	1/3	1/27	81	1/35	51	80.069
عمق	1/2	1/4	1/4	1/2	1	3	32	3	61	27	83	15	3	70.6069
ترقیق	1/6	1/8	1/8	1/6	1/3	1	1	1	1/3	1/2	1	1/3	1	70.6069

۴-۵-۱-۲- ماتریس مقایسه زوجی گزینه‌ها

در این مرحله ماتریس‌های مقایسه زوجی گزینه‌های مختلف برای هر یک از معیارها تشکیل شد (شکل‌های ۴-۳۸ تا ۴-۵۰). سپس وزن مربوط به هر یک از گزینه‌ها تعیین شده است.

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	3	3	3	9	9	90.4036
C&Fm	1/3	1	1	1	7	9	80.1792
SH	1/3	1	1	1	7	9	80.1792
SLS	1/3	1	1	1	7	9	70.1792
SS	1/9	1/7	1/7	1/7	1	3	40.0359
BM	1/9	1/9	1/9	1/9	1/3	1	60.023

شکل ۴-۳۸- مقایسه زوجی پارامتر ضخامت

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	1	3	7	7	3	60.3
C&Fm	1	1	3	7	7	3	70.3
SH	1/3	1/3	1	1	5	3	80.1
SLS	1/7	1/7	1	1	1	1/3	90.1
SS	1/7	1/7	1/5	1	1	1/3	80.1
BM	1/3	1/3	1/3	3	3	1	60.1

شکل ۴-۳۹- مقایسه زوجی پارامتر RMR کمربالا

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	1	1	1	5	1	02.1957
C&Fm	1	1	1	1	5	1	02.1957
SH	1	1	1	1	5	1	02.1957
SLS	1	1	1	1	5	1	01.1957
SS	1/5	1/5	1/5	1/5	1	1	03.0592
BM	1	1	1	1	1	1	02.1582

شکل ۴-۴۰- مقایسه زوجی پارامتر شیب

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	1	3	3	3	3	03.25
C&Fm	1	1	3	3	3	3	02.4677
SH	1/3	1/3	1	1	1	1	02.5677
SLS	1/3	1/3	1	1	1	1	05.0541
SS	1/3	1/3	1	1	1	1	06.0487

BM	1/3	1/3	1	1	1	1	0.71117
-----------	-----	-----	---	---	---	---	---------

شکل ۴-۴۱- مقایسه زوجی پارامتر شکل

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	122	12	32	32	92	723	0.04368
C&Fm	12	12	32	32	92	27	0.15485
SH	1/32	1/32	12	12	92	27	0.1359
SLS	1/32	1/32	12	12	52	23	0.55066
SS	1/92	1/92	1/29	1/52	12	12/3	0.02987
BM	1/7	1/7	1/27	1/32	32	21	0.07538

شکل ۴-۴۲- مقایسه زوجی پارامتر RMR کانسار

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	3	5	5	27	72	0.32636
C&Fm	1/3	1	3	3	45	52	0.32635
SH	1/5	1/3	1	3	53	32	0.14574
SLS	1/5	1/3	1	1	63	32	0.05813
SS	1/7	1/5	1/3	1/3	71	12	0.03992
BM	1/7	1/5	1/3	1/3	81	12	0.10382

شکل ۴-۴۳- مقایسه زوجی پارامتر توزیع عیار

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	1	1	1	1	1	0.16607
C&Fm	1	1	1	1	1	1	0.16679
SH	1	1	1	1	1	1	0.16678
SLS	1	1	1	1	1	1	0.16677
SS	1	1	1	1	1	1	0.1667
BM	1	1	1	1	1	1	0.16675

شکل ۴-۴۴- مقایسه زوجی پارامتر یکنواختی کانسار

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	1	7	5	3	5	0.449345
C&Fm	1	1	7	5	3	5	0.23273

SH	1/7	1/7	1	1/3	1/5	1/3	0.13242
SLS	1/5	1/5	3	1	1/3	1	0.10115
SS	1/3	1/3	5	3	1	3	0.04226
BM	1/5	1/5	3	1	1/3	1	0.04227

شکل ۴-۴۵- مقایسه زوجی پارامتر درصد بازیابی

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	1	1/5	1/33	21/9	33	13/3	0.36337
C&Fm	52	61	13	21/5	45	33	30.355337
SH	33	51	13	11/7	55	357	0.0437
SLS	94	45	75	41	69	78	0.06395
SS	1/35	13/5	14/5	16/9	71	1/39	0.15266
BM	36	1/33	1/33	1/77	83	18	0.06195

شکل ۴-۴۶- مقایسه زوجی پارامتر تولید سالیانه ۳

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	41	16	31	321	1232	1	0.16867
C&Fm	31	15	31	2121	1	1	0.16767
SH	21	10	31	13	21	1	0.16667
SLS	21	19	31	15	21	1	0.16567
SS	11	18	31	1	11	1	0.16467
BM	61	17	51	14	321	1	0.16367

شکل ۴-۴۷- مقایسه زوجی پارامتر RMR کم‌پایین

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	11	19	871	3s	25	3f	0.35123
C&Fm	31	51	16	5f	d5	s3	0.34123
SH	12	51	1543	s5	5f	f3	0.13551
SLS	1/35	1/5	1/5	1s	11	1/3	0.12551
SS	1/52	1/52	12/5	1s	11	1/3	0.01235
BM	1/53	1/32	1/32	3	3	11	0.0418

شکل ۴-۴۸- مقایسه زوجی دسترسی به تکنولوژی

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	11	812	58	36	662	66	0.3468
C&Fm	13	173	3f	73	65	66	0.3468
SH	1/55	1/34	1s	61	42	652	0.0305
SLS	1/34	1/365	1f	13	32	52	0.1715
SS	1/56	1/6	1/2a	1/2	43	4	0.0305
BM	1/6y	1/906	1/2	1/2	31	31	0.0739

شکل ۴-۴۹- مقایسه زوجی پارامتر عمق

	C&Fc	C&Fm	SH	SLS	SS	BM	Weight
C&Fc	17	15	934	23	32	45	0.35782
C&Fm	16	513	g9	3h	96	555	0.32549
SH	14/9	s5	11	1/7	15	15/3	0.10404
SLS	1/3	1/33	7	33	7	3	0.51083
SS	1/95	1ed/96	11	12/7	16	1/37	06.0541
BM	1/4	1/5d	3w	1q/3	3	1	0.05541

شکل ۴-۵۰- مقایسه زوجی پارامتر ترقیق

۴-۵-۱-۳- روش انتخاب شده

پس از اعمال فرآیند تحلیل سلسله مراتبی بر روی روش‌های کانیدیدا که عبارت بودند از:

۱- روش کندن و پرکردن دستی (Conventional Cut & Fill Stopping)

۲- روش کندن و پرکردن مکانیزه (Mechanize Cut & Fill Stopping)

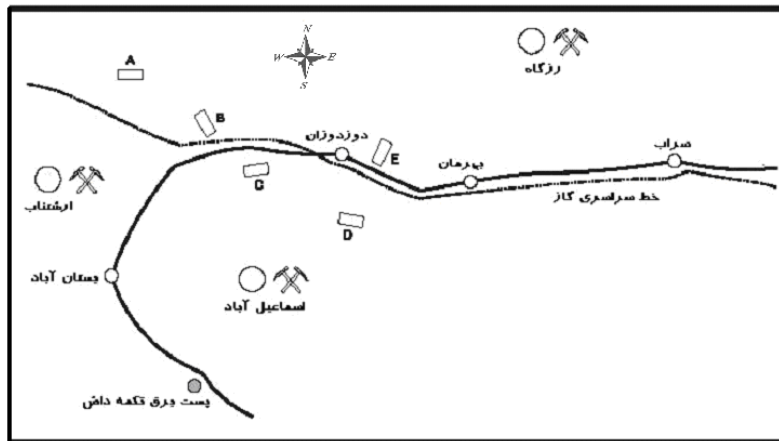
۳- روش انبارهای (Shrinkage Stopping)

۴- روش استخراج از طبقات فرعی (Sub level Stopping)

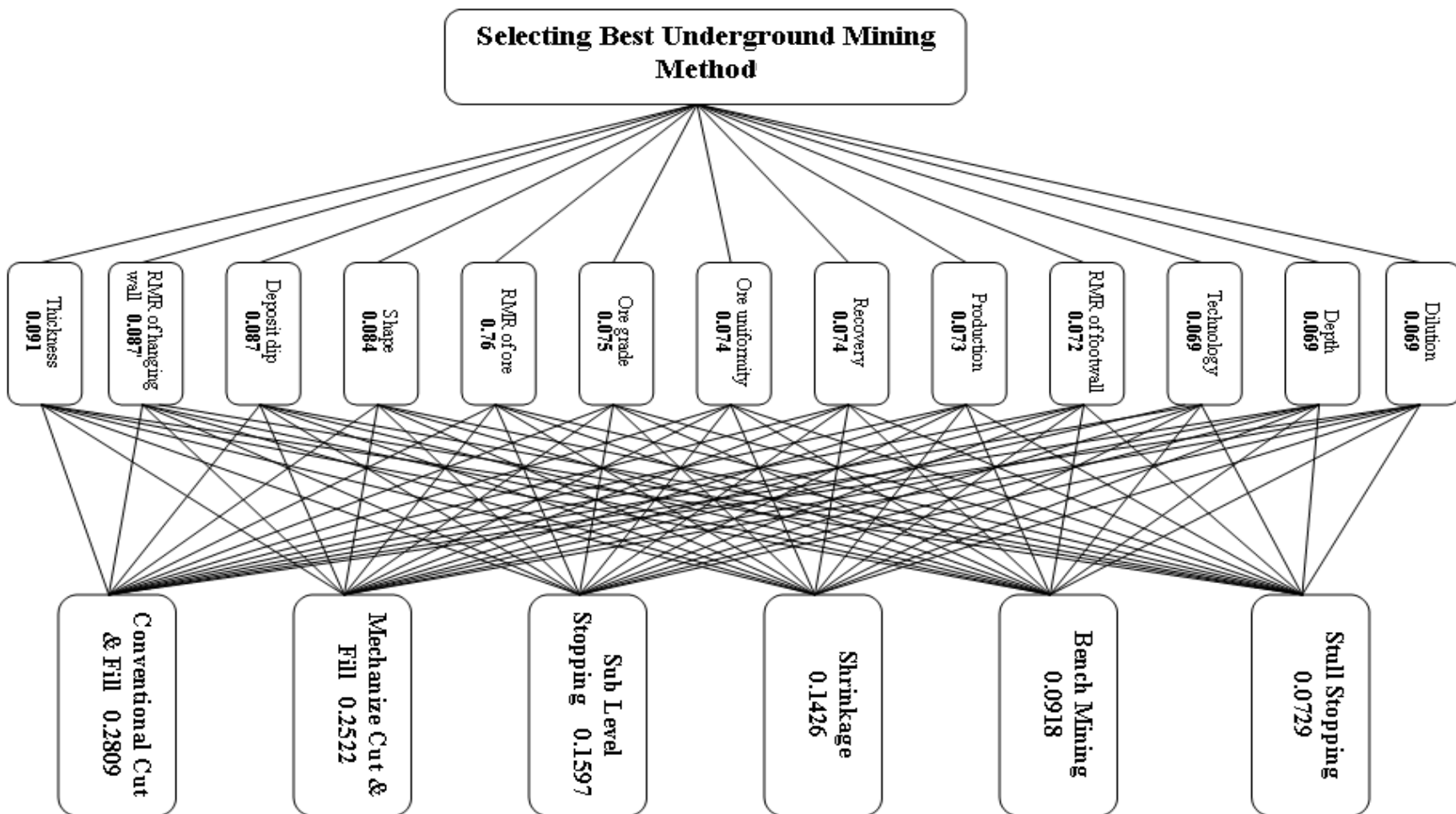
۵- روش پلکانی معکوس (Bench Mining)

۶- روش استخراج ستونی (Stull Stopping)

امتیاز مربوط به هر روش محاسبه شده و روش کندن و پرکردن دستی با کسب بیشترین امتیاز به عنوان روش استخراج مناسب انتخاب شده است. نمودار مربوط به امتیاز روش‌ها در شکل ۴-۵۱ و ساختار سلسله مراتبی مربوط به انتخاب روش استخراج در شکل ۴-۵۲ نشان داده شده است.



شکل ۴-۵۱- روش استخراج مناسب با تکنیک AHP



شکل ۴-۵۲- ساختار سلسله مراتبی مربوط به انتخاب روش استخراج

۴-۵-۱-۴- محاسبه نرخ ناسازگاری

محاسبه نرخ ناسازگاری نیز در روش AHP از اهمیت بالایی برخوردار است. در حالت کلی می توان گفت که میزان قابل قبول ناسازگاری یک سیستم بستگی به تصمیم گیرنده دارد، اما ساعتی عدد ۰/۱ را به عنوان حد قابل قبول ارائه می کند و معتقد است چنانچه میزان ناسازگاری بیش تر از ۰/۱ باشد، بهتر است در قضاوتها تجدید نظر شود. روابط مورد نیاز برای محاسبه نرخ ناسازگاری در فصل دوم آورده شده است. در جدول ۴-۹ مقادیر λ_{max} ، شاخص ناسازگاری، شاخص ناسازگاری تصادفی و نرخ ناسازگاری ماتریس مورد نظر آمده است. ملاحظه می شود که شاخص ناسازگاری و نرخ ناسازگاری برای همه ماتریسها کمتر از ۰/۱ است که این دلالت بر قضاوت منطقی ارائه شده در خصوص مقایسه زوجی پارامترها و گزینهها دارد. در صورتی که نرخ ناسازگاری محاسبه شده در این جدول برای هر یک از پارامترها از عدد ۰/۱ بیشتر شده بود، می بایست مقایسه زوجی مربوط به آن فاکتور مورد بازنگری قرار می گرفت.

جدول ۴-۹- مقادیر λ_{max} ، I.I، I.I.I، و I.R. برای ماتریسهای مختلف

شاخص معیار	Weight	λ_{max}	I.I	R.I.I	I.R
هدف	1	13	4.15E-11	1.6754	0
ضخامت لایه	0.091	6.31	0.062	1.32	0.047
RMR کمربالا	0.0875	6	0	1.32	0
شیب لایه	0.0875	6.3204	0.0641	1.32	0.0485
شکل	0.0838	6.1051	0.021	1.32	0.0159
RMR کانسار	0.0761	6.4155	0.0831	1.32	0.063
توزیع عیار در کانسار	0.0752	6.3954	0.0791	1.32	0.0599
یکنواختی کانسار	0.0741	6	0	1.32	0
درصد بازیابی	0.0737	6.4682	0.0936	1.32	0.0709
تولید سالانه	0.073	6.2662	0.0532	1.32	0.0403
RMR کمربا پایین	0.0719	6	0	1.32	0
تکنولوژی	0.0216	6.5934	0.1187	1.32	0.0899
عمق	0.0622	6.1328	0.0664	1.32	0.0503
ترقیق	0.0216	6.0293	0.0059	1.32	0.0044

۴-۵-۲- روش شباهت به گزینه ایده آل

پس از تعیین معیارهای موثر برای انتخاب روش استخراج، با استفاده از روش شباهت به گزینه ایده آل می‌توان روش مناسب استخراجی را انتخاب نمود. همان‌طور که در فصل ۲ بیان شد، این روش دارای ۷ مرحله است که به طور خلاصه در زیر آمده است:

- تشکیل ماتریس تصمیم:

در این ماتریس سطرها بیان‌گر گزینه‌های مطرح به عنوان روش‌های استخراج می‌باشند و در ستون‌ها پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج قرار دارند.

$$X = \begin{bmatrix} 108.42 & 146 & 34 & 2500 & 0 \\ 100.24 & 105 & 28 & 250 & 1 \\ 101.80 & 63 & 24 & 2000 & 1 \\ 112.26 & 100 & 25 & 4000 & 1 \\ 126.14 & 105 & 34 & 2000 & 0 \end{bmatrix}$$

- بدون مقیاس کردن ماتریس تصمیم:

$$C = \begin{bmatrix} 0 & 0 & 0 & 0.64 & 0.66 \\ 1 & 0 & 0.7 & 0.045 & 0.89 \\ 1 & 0.36 & 0 & 0.7 & 0.96 \\ 0.36 & 0.36 & 0.06 & 1 & 0.96 \\ 0.21 & 0 & 0 & 0 & 0.04 \end{bmatrix}$$

- تعیین ماتریس وزن معیارها:

$$V = \begin{bmatrix} 0.268 & 0.067 & 0.099 & 0.018 & 0 \\ 0.244 & 0.048 & 0.081 & 0.002 & 0.06 \\ 0.248 & 0.029 & 0.070 & 0.015 & 0.06 \\ 0.273 & 0.046 & 0.072 & 0.029 & 0.06 \\ 0.307 & 0.048 & 0.099 & 0.015 & 0 \end{bmatrix}$$

- تعیین ماتریس تصمیم وزن‌دار:

$$R = \begin{bmatrix} 0.440 & 0.610 & 0.519 & 0.451 & 0 \\ 0.407 & 0.438 & 0.427 & 0.045 & 0.577 \\ 0.413 & 0.263 & 0.366 & 0.363 & 0.577 \\ 0.456 & 0.418 & 0.381 & 0.726 & 0.577 \\ 0.512 & 0.438 & 0.519 & 0.363 & 0 \end{bmatrix}$$

• یافتن حل ایده‌آل و ضد ایده‌آل:

$$W = \begin{bmatrix} 0.6 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0.11 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0.19 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0.04 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0.06 \end{bmatrix}$$

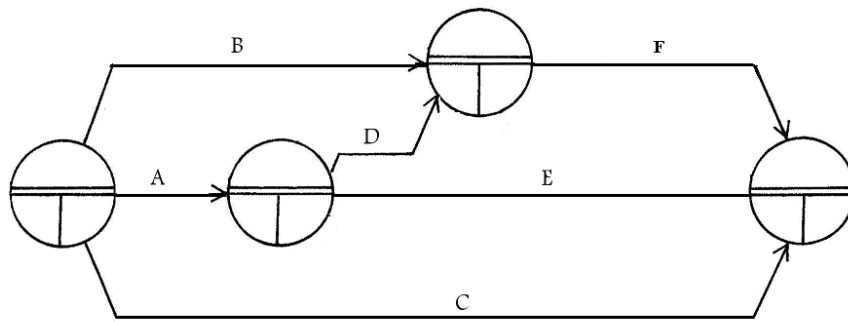
محاسبه فاصله از حل ایده‌آل و ضد ایده‌آل

• محاسبه شاخص شباهت

مراحل پایانی روش فوق در جدول ۴-۱۰ و امتیاز روش‌های مختلف در شکل ۴-۵۳ نشان داده شده است.

جدول ۴-۱۰- نتیجه انتخاب روش با تکنیک TOPSIS

	ماتریس وزن معیارها بر اساس نظرسنجی							
	شماره معیار							
	1	2	3	4	5	6	7	8
کارشناس ۱	3	2	5	2	6	8	7	4
کارشناس ۲	5	9	8	7	6	2	4	3
کارشناس ۳	6	7	7	8	8	8	6	7
کارشناس ۴	9	9	8	8	8	7	6	6
کارشناس ۵	9	9	8	8	8	6	5	5
کارشناس ۶	5	4	4	9	5	6	7	4
کارشناس ۷	9	8	3	5	6	2	1	7
جمع امتیاز	67	72	62	73	74	64	63	64



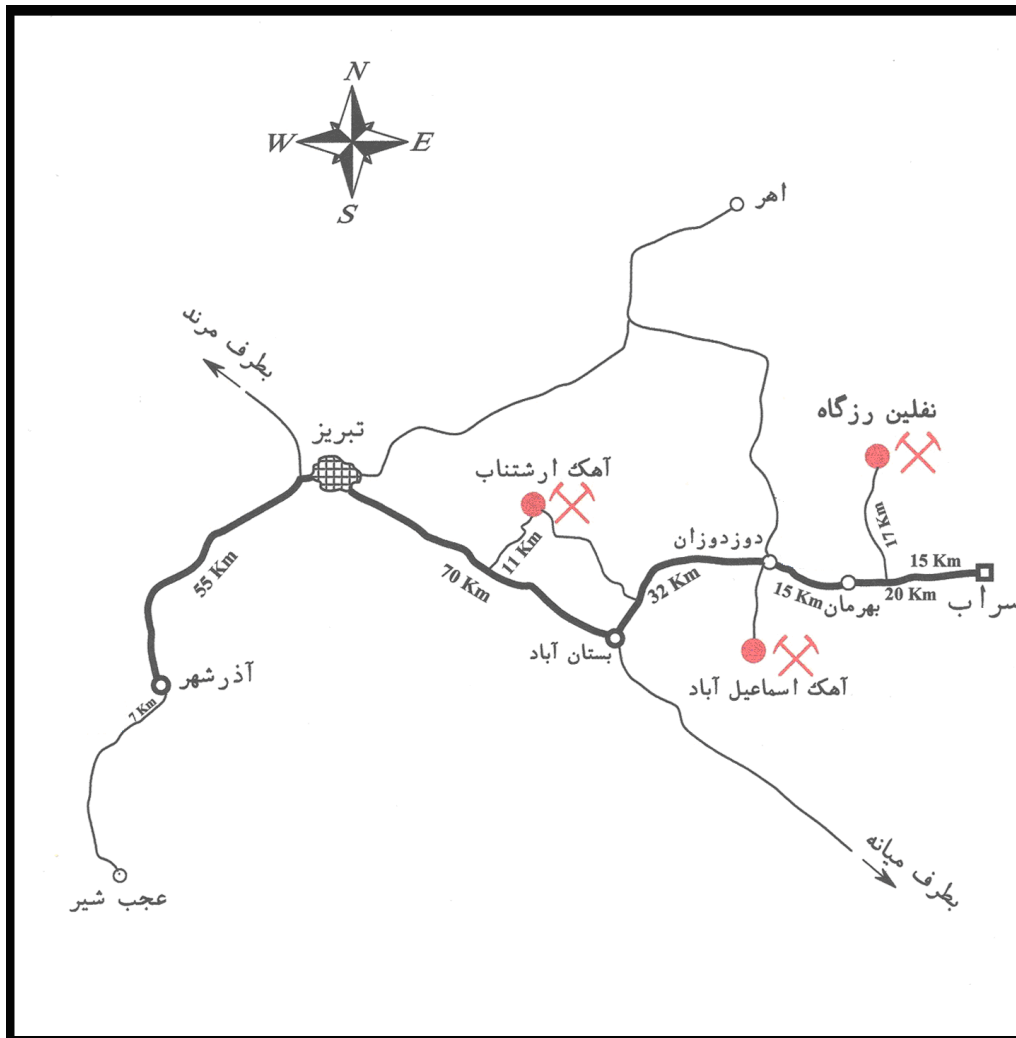
شکل ۴-۵۳- امتیاز روش‌های مختلف با تکنیک TOPSIS

همان‌طور که در جدول ۴-۱۰ و شکل ۴-۵۳ مشاهده می‌شود روش کندن و پرکردن دستی دارای

بیشترین میزان شباهت به حل ایده‌آل است و به عنوان روش استخراج مناسب، انتخاب می‌شود.

۴-۵-۳- روش تسلط تقریبی

با توجه به معیارهای مذکور و روش‌های ممکن برای معدن گل بینی ۸ از معادن بوکسیت جاجرم، ماتریس تصمیم به صورت شکل ۴-۵۴-الف تشکیل شده است. سپس با استفاده از رابطه ۲-۱۸ ماتریس تصمیم بی‌مقیاس شده تعیین (شکل ۴-۵۴-ب) و از ضرب ماتریس تصمیم بی‌مقیاس شده در بردار وزن معیارها (شکل ۴-۵۴-ج)، ماتریس تصمیم وزن دار مطابق قسمت ۴-۵۴-د به دست می‌آید. پس از تعیین ماتریس تصمیم وزن دار، گزینه‌های مختلف نسبت به هم‌دیگر مقایسه و مجموعه معیارهای موافق و مخالف به دست می‌آید. در مرحله بعد با توجه به مجموعه معیارهای موافق و مخالف برای هر زوج گزینه، ماتریس‌های موافق و مخالف مطابق ماتریس‌های مندرج در شکل‌های ۴-۵۴-ه و ۴-۵۴-و تعیین شده است. با توجه به ماتریس‌های موافق و مخالف و روابط ۳-۲۴ و ۳-۲۶ مقادیر آستانه موافقت و آستانه مخالفت به ترتیب ۰/۶۵۱ و ۰/۶۸۹ به دست آمده است. با استفاده از روابط ۳-۲۵ و ۳-۲۷ ماتریس‌های تسلط موافق و تسلط مخالف تعیین و در شکل‌های ۴-۵۴-ز و ۴-۵۴-ح درج شده‌اند. در نهایت ماتریس تسلط نهایی با توجه به رابطه ۳-۲۸ محاسبه شده و در شکل ۴-۵۴-ط آمده است. بر اساس این ماتریس تعداد دفعاتی که هر گزینه تسلط داشته و تعداد دفعاتی که بر آن غلبه شده است، محاسبه شده و در جدول ۴-۱۱ آورده شده است. همان‌طور که دیده می‌شود روش‌های استخراج ستونی و پلکانی معکوس بیش از آن که مسلط شوند، مغلوب شده‌اند بنابراین این گزینه‌ها حذف می‌شوند. برای انبارهای تعداد مسلط و مغلوب شدن برابر است بنابراین این روش نیز حذف می‌شود. در روش‌های کندن و پرکردن دستی، کندن و پرکردن مکانیزه و استخراج از طبقات فرعی که تعداد تسلط بیشتری داشته‌اند روش کندن و پرکردن دستی امتیاز بیشتری کسب کرده و به عنوان روش مناسب انتخاب می‌شود.



شکل ۴-۵۴- ماتریس‌های مختلف در روش ELECTRE

جدول ۴-۱۱- تعداد مسلط و مغلوب شدن هر یک از روش‌ها

ردیف	نوع دستگاه	تعداد فعال	مصرف هوای فشرده هر دستگاه (m ³ /min)	ضریب هم‌زمانی مصرف	ضریب افت فشار	مجموع مصرف (m ³ /min)
۱	دستگاه حفار مغزه‌گیری	۲	۱۹	۰/۴	۱/۲	۱۸/۲۴
۲	لودر خاک‌برداری	۴	۱۶	۰/۲	۱/۲۵	۶/۰۰
۳	بادبزن فرعی	۸	۴/۵	۰/۵	۱/۱۵	۲۰/۷
۴	چکش چال‌زنی	۱۶	۲/۵	۰/۳	۱/۴	۱۶/۸
۵	پیکور	۱۶	۱/۵	۰/۱	۱/۴	۳/۳۶
	مجموع	-	-	-	-	۶۵/۱۰

با بررسی روش‌های مختلف به کار گرفته شده، دیده می‌شود که روش کندن و پرکردن دستی و پس از آن روش کندن و پرکردن مکانیزه به عنوان روش‌های استخراج مناسب، انتخاب شدند.

در تکنیک AHP روش‌های استخراج از طبقات فرعی، انباره‌ای، پلکانی معکوس و استخراج ستونی در اولویت‌های بعدی قرار دارند.

با استفاده از تکنیک TOPSIS اولویت روش‌ها پس از روش کندن و پرکردن به صورت زیر است:

انباره‌ای، استخراج از طبقات فرعی، پلکانی معکوس و استخراج ستونی.

با به کارگیری تکنیک ELECTRE دیده می‌شود علاوه بر روش‌های کندن و پرکردن، روش استخراج از طبقات فرعی را نیز می‌توان به عنوان روش استخراجی قابل استفاده در این معدن معرفی کرد ولی مابقی روش‌ها، کاربردی در استخراج این معدن ندارند. نتایج به دست آمده از این روش‌ها در جدول ۴-۱۲ نشان داده شده است.

جدول ۴-۱۲- مقایسه نتایج حاصل از روش‌های مختلف

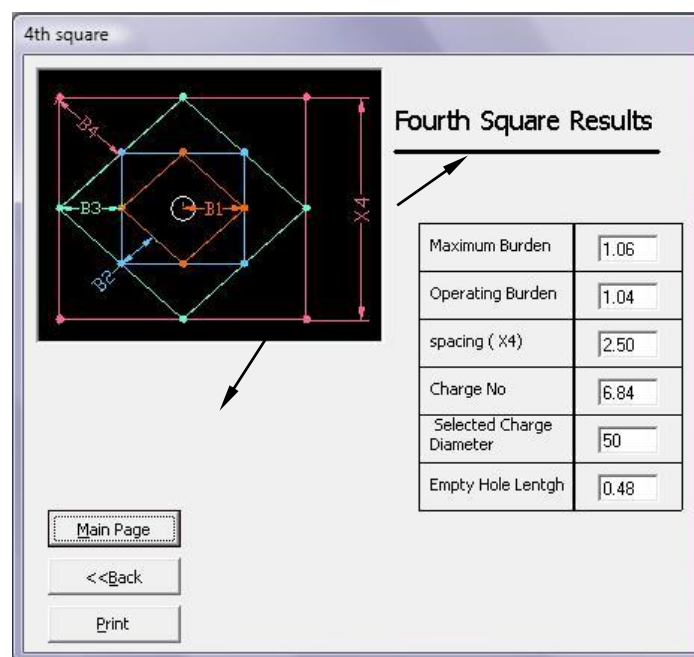
	۸۰	۸۱	۸۲	۸۳	۸۴
کل ساعات کاری	۷۷۲۷۸۹۰	۷۷۶۱۲۰۵۰	۱۰۱۸۱۹۷۲	۶۸۸۶۴۸۸	۵۳۶۸۳۳۰
روزهای از دست رفته	۴۶۹۳۷	۱۸۸۷۹	۱۲۷۸	۱۵۴۱۲	۳۸۰۶۲
ضریب تکرار حادثه	۵۳/۳۱۳	۵/۳۰۸	۴۰/۴۶۳	۵۹/۸۲۷	۷۶/۷۴۶
ضریب شدت حادثه	۶/۰۷۳	۰/۲۴۳	۰/۱۲۵	۲/۲۳۸	۷/۰۹۰۱
ضریب شدت تکرار حادثه	۰/۵۶۹	۰/۰۳۵۹	۰/۰۷۱۲	۰/۳۶۵	۰/۷۳۷
میزان تولید	۲۸۴۶۰۲	۲۶۷۵۲۴	۲۷۲۲۲۸	۲۴۷۵۷۰	۲۸۵۵۵۲

۵-۱- مقدمه

یکی از مهم‌ترین تصمیم‌هایی که باید توسط مهندسان معدن گرفته شود، نحوه دسترسی به ماده معدنی می‌باشد. دسترسی به ماده معدنی با ایجاد فضاهائی انجام می‌شود. به مجموعه این عملیات آماده‌سازی²⁴ یا تجهیز معدن می‌گویند. به علت پیچیدگی و پرهزینه بودن استخراج زیرزمینی، در تصمیم‌گیری‌ها در جریان آماده‌سازی، دقت فوق‌العاده‌ای باید مبذول داشت.

در اولین مرحله از آماده‌سازی معادن، عملیاتی از سطح زمین انجام می‌شود که به این عملیات باز کردن^۲ گفته می‌شود. برای دسترسی به کانسار در معادن روباز باطله‌های روی ماده معدنی برداشته می‌شود (شکل ۵-۱). ولی در معادن زیرزمینی بایستی بازکننده‌هایی از سطح زمین به سمت کانسارهای واقع در نقاط عمیق‌تر حفر کرد تا بتوان از طریق این بازکننده‌ها مواد معدنی را استخراج کرد. تونل، چاه شیب‌دار، چاه قائم و رمپ، بازکننده‌های اصلی معادن زیرزمینی هستند که با توجه به موقعیت تاسیسات سطحی، عمق کانسار، عمر معدن و ... یک یا ترکیبی از این بازکننده‌ها مورد استفاده قرار می‌گیرند.

باز کردن یک معدن زیرزمینی توسط حداقل دو بازکننده (تونل، چاه، دوپیل) برای عبور هوا و ایجاد راه فرار هنگام ریزش، ضروری است. بدیهی است که در یک معدن ممکن است از چندین وسیله باز کردن کنار هم و یا با هم استفاده شود. پس از باز کردن کانسار به منظور قابل استحصال کردن تمام کانسار، سایر عملیات آماده‌سازی انجام می‌شود. با استفاده از بازکننده‌ها و فضاهای آماده‌سازی می‌توان ضمن دسترسی به کانسار، تجهیزات، تدارکات، انرژی، آب، مواد معدنی استخراج شده و باطله‌های مربوطه را به محل‌های مورد نظر انتقال داد.



شکل ۵-۱- دسترسی به ماده معدنی در معادن روباز با انجام عملیات باطله برداری (Stout, 1980)

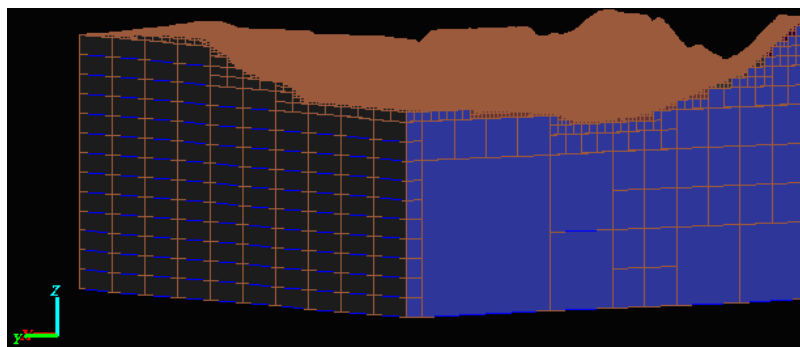
معدن زیرزمینی از طریق شبکه حفاریات افقی که در طبقه یا طبقات مختلف معدن ایجاد می‌شوند، بهره‌برداری می‌شوند. این طبقات مستقیماً از طریق تونل‌های افقی یا به وسیله حفاریات پایین‌رو مانند چاه قائم و چاه شیب‌دار به سطح زمین مرتبط هستند. تونل، چاه و یا چاه شیب‌دار که به سطح زمین مرتبط بوده و خدماتی نظیر انتقال مواد و افراد از داخل معدن به خارج آن را بر عهده دارند، بازکننده‌های اصلی معدن نامیده می‌شوند. طول این بازکننده‌ها به محل قرارگیری و یا عمق ماده معدنی بستگی دارد. طول عمر و یا زمان سرویس‌دهی آن‌ها به میزان ذخیره و تعداد طبقاتی که این بازکننده‌ها برای خارج ساختن مواد معدنی مفید و غیر مفید و یا سایر خدمات طراحی شده‌اند، بستگی دارد. طول تونل‌های افقی یک طبقه معدن که از بازکننده‌های اصلی معدن منشعب می‌شوند به فاصله ماده معدنی تا بازکننده اصلی بستگی دارد. این تونل‌ها عمود بر امتداد یا بزرگ‌ترین گسترش ماده معدنی ایجاد می‌شوند و پس از رسیدن به ماده معدنی، به موازات و یا در درون ماده معدنی حفر می‌شوند. به این تونل‌ها، تونل‌های باربری گفته می‌شود. طول عمر این حفاریات نیز به میزان ذخیره و مقدار نیاز به ماده معدنی در آن طبقه بستگی دارد. علاوه بر این ممکن است با توجه به روش استخراج، شبکه‌ای از حفاریات نیز درون ماده معدنی و در سطحی بالاتر از طبقه

بهره‌برداری ایجاد شود که به آن طبقه زیرکارگاهی^۱ گفته می‌شود. نوع این حفاریات متناسب با روش استخراجی کانسار است و به منظور انتقال مواد از کارگاه به تونل باربری انتخاب می‌شود. برای بهره‌برداری ماده معدنی با توجه به شیب، ضخامت و گسترش آن روش مناسبی در نظر گرفته می‌شود که در فضای آماده‌سازی برای استشد، که به آن پایه تاج^۵ گفته می‌شود. در هر طبقه، ماده معدنی در طول گسترش با حفر دوپل‌هایی به قطعات استخراجی تقسیم می‌شود و بدین ترتیب کارگاه استخراج شکل می‌گیرد.

به مجموعه کارهای معدنی که برای باز کردن معدن و آماده‌سازی آن قبل از شروع استخراج و ادامه آن‌ها برای گسترش و آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج در یک معدن به وجود می‌آید، شبکه معدن گفته می‌شود. در شکل ۲-۵ شبکه یک معدن زیرزمینی نشان داده شده است.

طراحی شبکه معدن از یک طرف تابع مشخصات طبیعی و یا تعیین شده معدن بوده و از سوی دیگر خود بر روی کلیه موضوعات داخل معدن تاثیر می‌گذارد (ناصرنیا، ۱۳۷۱).

ارزیابی عواملی مانند اندازه قطعه معدن، ظرفیت تولید سالانه و عمر معدن یکی از اهداف اصلی طراحی شبکه معدن و برنامه تولید آن را تشکیل می‌دهد.



شکل ۲-۵- شبکه یک معدن زیرزمینی (عطائی، ۱۳۸۶-الف)

1- Undercut level
5-Crown pillar

2-Gathering level system

3-Gathering raise

4-Sill pillar

۵-۲- اندازه قطعه معدن^۱

در بسیاری از موارد یک کانسار چه از نظر عمق و چه از نظر سطح، گسترش وسیعی داشته و بدین ترتیب برای استخراج تمامی آن نمی توان یک طرح تهیه کرد و ممکن است قسمت‌های مختلف کانسار را به طرق مختلف استخراج کرد. بدین ترتیب می توان کانسار را به چند معدن تقسیم کرد. قسمتی از کانسار ماده معدنی و یا تمامی آن که برای کار یک معدن اختصاص یافته، قطعه معدن نامیده می شود (عطائی، ۱۳۸۶-الف).

در صورتی که محدودیت‌های طبیعی مرزهای قطعه‌های معدنی را دیکته کنند، مشکلی برای تعیین اندازه قطعه معدن وجود ندارد. اما در صورت تداوم گسترش لایه در امتداد و شیب بهترین اندازه آن بایستی انتخاب شده و بدین ترتیب چند معدن در جوار هم به وجود خواهد آمد. محاسبه ظرفیت تولید سالانه معدن و اندازه قطعه کاملاً به یکدیگر وابسته بوده و بنابراین توام با هم صورت می گیرد.

عواملی که در تعیین اندازه معدن موثرند، عبارتند از: محدودیت‌های قانونی، عوارض سطحی، مالکیت خصوصی زمین‌ها، محدودیت سرمایه، عوامل سودبخشی ماکزیمم و غیره. اندازه معدن باید به حدی باشد که با در نظر گرفتن عوامل مختلف، هزینه استخراج هر تن ماده معدنی در تمام طول عمر در حداقل ممکن باشد (ناصرنیا، ۱۳۷۱).

۵-۲-۱- اندازه قطعه معدن در کانسارهای لایه‌ای

در معادن لایه‌ای با ذخایر خیلی بالا تعیین ظرفیت‌های استخراجی سالیانه هر معدن انتخابی در ارتباط با امکانات عملی میسر می شود. با ظرفیت‌های مختلف ممکن و ابعاد انتخاب شده چه در جهت امتداد کانسار، چه در جهت عمق، حالتی وجود خواهد داشت که مجموع هزینه‌های تولید یک تن، کم‌ترین مقدار باشد (ناصرنیا، ۱۳۷۱).

^۱ - Mine field, Mine take

بایستی توجه داشت که پاره‌ای از هزینه‌ها از جمله استهلاک سرمایه برای احداث تاسیسات سطحی با بزرگ‌تر شدن اندازه معدن کاهش یافته و برخی از هزینه‌ها از جمله هزینه‌های باربری و تعمیرات با افزایش اندازه معدن به علت افزایش طول گالری‌ها، افزایش می‌یابد و برخی نیز به مانند هزینه‌های استخراج در داخل کارگیرند. امروزه با کاربرد سیستم‌های باربری مدرن و به ویژه نوار نقاله امکان طولانی‌تر کردن امتداد معدن میسر شده و حتی معادنی با طول ۱۰ کیلومتر نیز احداث شده‌اند. در جهت عمق نیز علی‌رغم مشکلات زیاد، عمق متوسط معادن زغال اروپائی بیش از ۹۰۰ متر می‌باشد (ناصرنیا، ۱۳۷۱).

برای محاسبه مناسب‌ترین اندازه معدن می‌توان از روش‌های تحلیلی ریاضی یا ترسیمی و یا کامپیوتر استفاده کرد. متغیرهای مستقل را می‌توان طول امتدادی معدن و عمق آن در نظر گرفت. چون معدن در جهت عمق به طبقاتی تقسیم می‌شود، برای تعیین ارتفاع هر طبقه می‌توان به طور جداگانه اقدام کرد. بنابراین برای تعیین عمق کافی است یکی از متغیرها را تعداد طبقات معدن در نظر گرفت. هزینه‌های مختلف تولید یا m (تابعی از n)، نگهداری و تعمیرات چاه‌ها (تابعی از n)، احداث پذیرگاه‌های چاه‌ها (تابعی از n)، حفر راهروهای امتدادی (تابعی از L)، نگهداری راهروهای اصلی باربری (تابعی از L)، باربری در چاه‌ها (تابعی از n)، باربری در راهروهای افقی (تابعی از L) و ... نمونه‌هایی از هزینه‌های متغیر و هزینه‌هایی مانند هزینه احداث تاسیسات سطحی و نگهداری آن‌ها و غیره نمونه‌هایی از هزینه‌های ثابت هستند.

با گرفتن مشتق جزئی از تابع به دست آمده و مساوی صفر قرار دادن آن‌ها دو معادله زیر

به دست خواهد آمد:

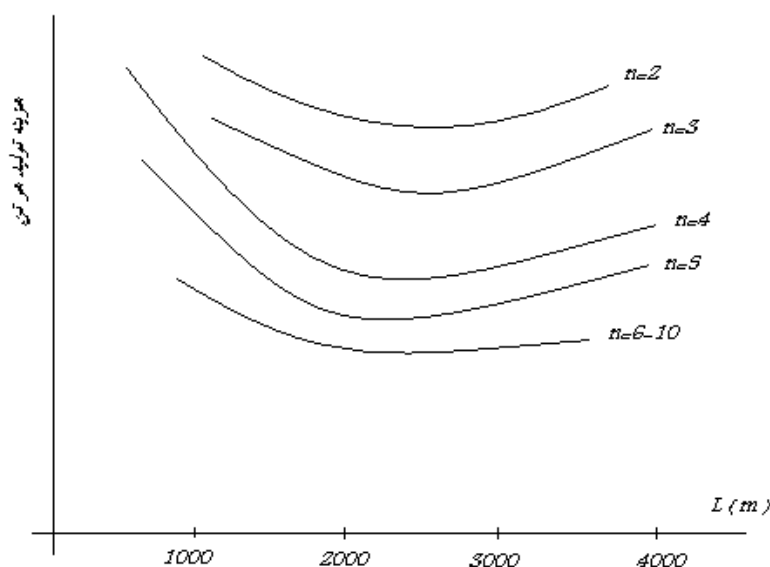
$$\frac{dC}{dn} = 0 \quad (۲-۵)$$

$$\frac{dC}{dL} = 0 \quad (۳-۵)$$

با حل این جفت معادله مقادیر مطلوب متغیرهای طول امتدادی کانسار (L) و تعداد

طبقات (n) به دست می‌آیند. برای حل آن‌ها می‌توان از روش‌های ترسیمی استفاده کرد. برای

انجام این کار با استفاده از مقادیر مختلف برای n (۲، ۳ و ...)، یک منحنی برای L های مختلف ترسیم می شود. بهترین مقدار متغیرهای طول امتدادی کانسار (L) و تعداد طبقات (n) از روی منحنی ها به دست خواهند آمد (ناصرنیا، ۱۳۷۱). در شکل ۳-۵ روش ترسیمی برای تعیین اندازه معدن نشان داده شده است. همان گونه که ملاحظه می شود کم ترین هزینه برای معدنی با ۶ تا ۱۰ طبقه به دست آمده است. برای تعیین طول معدن همان طور که در شکل پیداست، منحنی در بخش حداقل به حدی آرام است که تعیین یک طول مشخص L دشوار می باشد. بنابراین یک دامنه برای حدود طول معدن به دست می آید.



شکل ۳-۵- روش ترسیمی برای تعیین اندازه معدن (ناصرنیا، ۱۳۷۱)

تعیین بهترین اندازه معدن برای کانسارهای لایه‌ای پیچیده و غیر یکنواخت بسیار دشوارتر بوده و معمولاً روش‌های تحلیلی یا ترسیمی به تنهایی قادر به حل مساله نیستند. در این حالت‌ها از روش‌های مقایسه‌ای نیز کمک گرفته می شود (ناصرنیا، ۱۳۷۱).

اگر L طول قطعه معدنی به متر، W عرض قطعه معدنی به متر، P مقدار ماده معدنی که از هر متر مربع از لایه های مختلف استخراج می شود و C ضریب بازیابی معدن باشد، میزان ذخیره قابل استخراج (Q) برابر است با:

$$Q = L.W.P.c \quad (۴-۵)$$

ضریب بازیابی معدن به عواملی مانند میزان پایه باقیمانده در معدن، افت در حین انتقال به نوار نقاله، محدودیت‌های زمین‌شناسی و ... بستگی دارد که مقدار آن از ۰/۸ تا ۰/۹ تغییر می‌کند. از طرفی با معلوم بودن ظرفیت سالانه (A) و عمر معدن (T)، میزان ذخیره قابل کار کانسار برابر است با:

$$Q = A.T \quad (۵-۵)$$

بنابراین:

$$A.T = L.W.P.c \quad (۶-۵)$$

در انتخاب ابعاد قطعه‌های معدنی چهار حالت ممکن است وجود داشته باشد که این چهار حالت عبارتند از (Boky, 1967):

الف- مرزهای طبیعی در امتداد طول و شیب لایه: در این حالت ابعاد قطعه معدنی را مرزهای طبیعی مشخص می‌کنند. مرزهای طبیعی عوارضی مانند گسل هستند که فاصله بین آن‌ها به عنوان ابعاد قطعه در نظر گرفته می‌شود.

ب- مرزهای طبیعی در امتداد طول لایه: در این حالت گسترش قطعه معدنی در راستای امتداد لایه مساوی فاصله بین مرزهای طبیعی و گسترش آن در راستای شیب آن برابر است با:

$$W = \frac{A.T}{L.P.c} \quad (۷-۵)$$

ج- مرزهای طبیعی در امتداد شیب لایه: د- مرزهای طبیعی وجود ندارد: در این حالت بین گسترش قطعه معدنی در راستای شیب و امتداد لایه رابطه زیر وجود دارد:
ر راستای امتداد در نظر می‌گیرند.

۵-۲-۲- اندازه قطعه معدن در کانسارهای غیر لایه‌ای

کانسارهای غیر لایه‌ای معمولاً دارای اندازه محدودتری از کانسارهای لایه‌ای هستند، لذا معمولاً از طریق یک معدن استخراج می‌شوند. اگر کانساری دارای بخش‌های بزرگی باشد، ممکن است از طریق معادن جداگانه بهره‌برداری شود. چون غالب کانسارهای فلزی دارای شیب نسبتاً زیاد هستند، تقسیم آن‌ها در جهت شیبی برای احداث معادن جداگانه به ندرت اتفاق می‌افتد و معمولاً تا زمانی که شیب عوض نشده یک معدن برای بهره‌برداری تمام کانسار کافی است. اما در

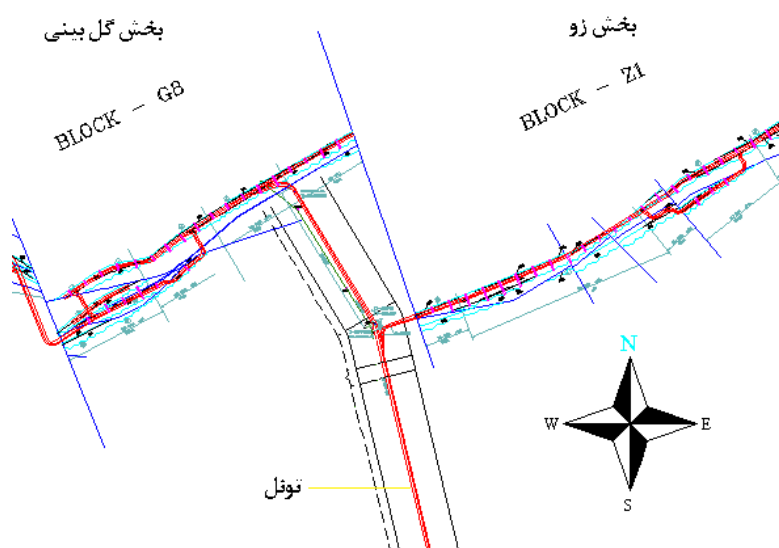
صورتی که طول کانسار نسبتاً زیاد باشد ممکن است معادن جداگانه‌ای برای استخراج در نظر گرفته شوند.

معمولاً طول قطعه کانسار برای احداث یک معدن بین ۴۰۰ تا ۲۰۰۰ متر انتخاب شده و به ندرت طول‌های بیش از ۲۰۰۰ متر از طریق یک معدن استخراج می‌شود. برای انتخاب طول قطعه معدن شکل توده کانسار موثرترین عامل بوده و علاوه بر این مشابه کانسارهای لایه‌ای ملاحظات اقتصادی نیز مورد توجه قرار می‌گیرد (ناصرنیا، ۱۳۷۱).

۵-۳- پیکربندی معدن گل بینی ۸

از آن‌جا که روش استخراج انتخاب شده کندن و پرکردن است، ارتفاع مناسب طبقات معدن می‌تواند در حدود ۴۰ تا ۶۰ متر باشد. شرایطی چون لزوم اکتشافات تکمیلی، اکتشاف در حین استخراج، ابعاد کوچک کارگاه‌ها، تغییرات عیار، استفاده از روش‌های دستی برای استخراج، سستی کمرها و غیره ایجاب می‌کند که حتی المقدور ارتفاع طبقه کوتاه‌تر باشد. بدین لحاظ با در نظر گرفتن کلیه شرایط ارتفاع ۵۰ متر برای هر طبقه کار در نظر گرفته می‌شود. بررسی شرایط محل تونل‌های باز کننده معدن نیز در تعیین این ارتفاع موثر بوده است.

برای باز کردن معدن از تونل‌های افقی تقریباً عمود بر لایه (با توجه به شرایط محل دهانه) استفاده خواهد شد. تونل‌های باز کننده معدن عموماً از دره زو که حد فاصل بین دو بخش زو و گل بینی است آغاز می‌شوند. بدین ترتیب معدن به دو یال جداگانه تقسیم می‌شود. یال شرقی شامل ذخایر بلوک‌های ۱ و ۲ زو و یال غربی شامل ذخایر بلوک‌های ۷ و ۸ گل بینی می‌باشد، شکل (۴-۵).



شکل ۵-۴- موقعیت تونل نسبت به معادن زو و گل بینی

با در نظر گرفتن اطلاعات اکتشافی موجود عمق نهایی معدن در طرح فعلی تراز +۱۱۵۰ متر انتخاب شده است. در بررسی‌های انجام شده مشخص شد که معدن گل بینی ۸ تا تراز +۱۲۵۰ متر به صورت روباز استخراج خواهد شد و در طرح استخراج این معدن تراز +۱۲۵۰ به عنوان کف معدن در نظر گرفته شده است. بنابراین چنانچه ۱۰ متر پایه محافظتی بین کف معدن روباز و شروع استخراج زیرزمینی منظور شود بالاترین حد استخراجی معدن زیرزمینی در حوالی تراز +۱۲۴۰ متر می‌تواند باشد.

بدین ترتیب بین ترازهای +۱۲۵۰ متر و تراز +۱۱۵۰ متر که پائین‌ترین تراز معدن است، دو طبقه استخراجی قابل احداث است. تونل باربری طبقه اول در تراز +۱۲۰۰ متر (تونل حفر شده در دره زو) و تونل باربری طبقه دوم در تراز +۱۱۵۰ متر قرار می‌گیرد.

با توجه به ارتفاع طبقات که ۵۰ متر در نظر گرفته شده است، می‌بایست تونل تهویه طبقه فوقانی در تراز +۱۲۵۰ متر حفر شود. تونل تهویه طبقه تحتانی همان تونل باربری طبقه اول خواهد بود.

۵-۴- طرح استخراج معدن

روش کندن و پرکردن یکی از روش‌های با نگهداری است که در کانسارهای پر شیب و مواد معدنی رگه‌ای، عدسی شکل و لایه‌ای تحت شرایط بد کمرها مورد استفاده قرار می‌گیرد. در این روش فضای استخراج شده با مواد پرکننده پر می‌شود. بدین منظور پس از آماده‌سازی کارگاه، با چال‌زنی و آتش‌کاری جبهه کار، معمولاً از پایین کارگاه استخراج ماده معدنی شروع شده و رو به بالا ادامه می‌یابد. در این روش به دلیل استفاده از مواد پرکننده، نگهداری کارگاه استخراج مشکل‌ساز نیست و تعیین ابعاد کارگاه استخراج به مواردی از قبیل تجهیزات چال‌زنی، ماشین‌آلات حمل و نقل، میزان استخراج سالیانه با توجه به برنامه‌ریزی تولید بستگی دارد (عطائی، ۱۳۸۶-ب).

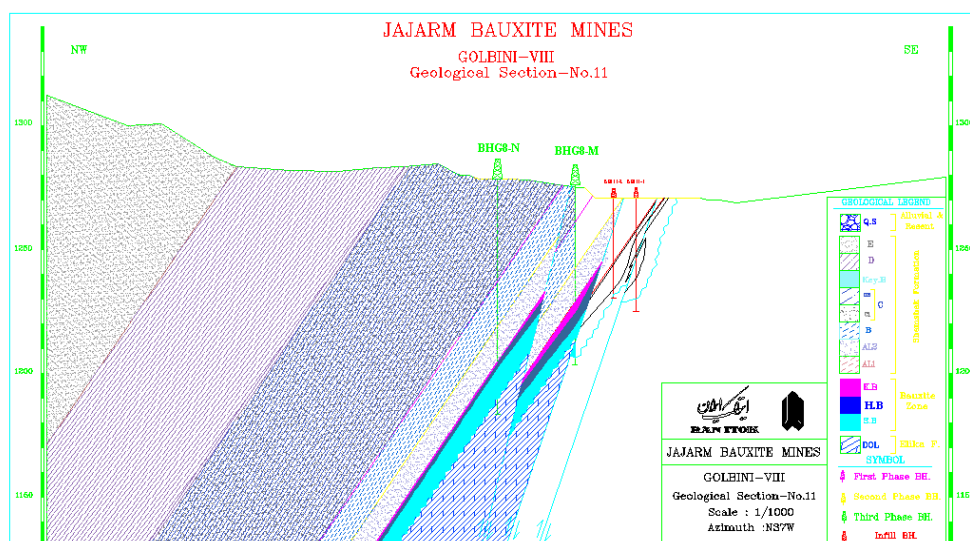
۵-۴-۱- مشخصات استخراجی کانسنگ

با توجه به اطلاعات اکتشافی مشخصات استخراجی کانسنگ به قرار زیر است:

کانسنگ اصلی شامل بوکسیت سخت است و با توجه به مقاطع زمین‌شناسی تهیه شده توسط نرم‌افزار اتوكد، می‌توان ضخامت میانگین لایه‌ها را در معدن گل بینی ۸، حدود ۲/۶ متر در نظر گرفت که ممکن است

در نزدیکی کمر بالا و کمر پایین تا حدودی عیار آن کاهش یابد (جدول ۵-۱). از طرفی به ندرت سنگ‌های غیر از بوکسیت سخت نیز دارای عیار مناسب برای استخراج می‌باشند.

برای بررسی وضعیت عمومی لایه‌ها از نظر ضخامت و شیب، مقاطع زمین‌شناسی تهیه شده از کانسار در نرم‌افزار اتوکد مورد استفاده قرار گرفت. یک نمونه از این مقاطع در شکل ۵-۵ آمده است.



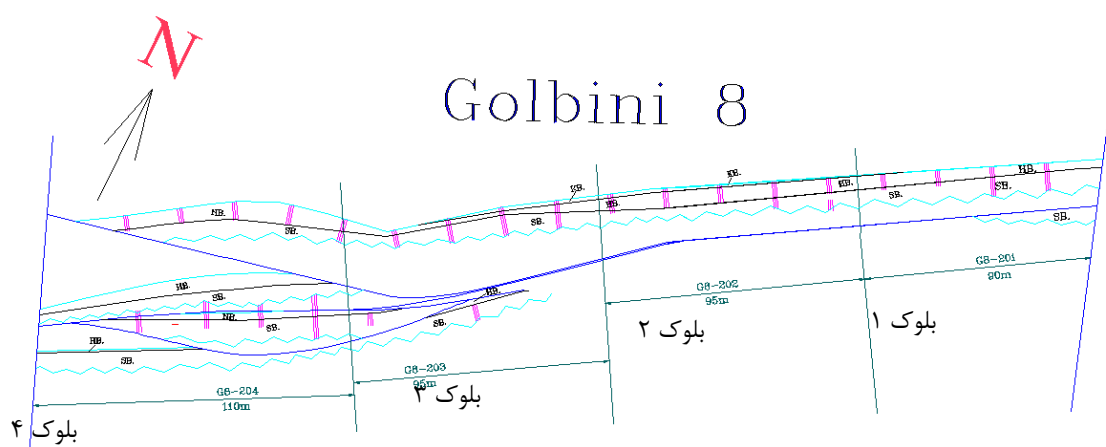
شکل ۵-۵- مقطع زمین‌شناسی در معدن گل‌بینی ۸

جدول ۵-۱- بررسی مشخصات کانسار با توجه به مقاطع زمین‌شناسی

پارامتر (واحد)	ماده معدنی	کمر بالا	کمر پایین
مقاومت فشاری تک محوری (مگا پاسکال)	> 250	۱۰۰-۲۵۰	۱۰۰-۲۵۰
مقاومت برشی درزه ها	محکم	محکم	محکم
شاخص کیفی سنگ (RQD)	٪ ۹۰ - ٪ ۱۰۰	۷۵ - ٪ ۹۰	٪ ۷۵ - ٪ ۹۰
امتیاز توده سنگ (RMR)	۹۰	۷۴	۷۴

با توجه به سختی سنگ بوکسیت، برای کندن بوکسیت سخت لازم است از روش چال زنی و آتش کاری استفاده شود. اما سنگ‌های بالا و پائین این لایه غالباً سست بوده و کندن این سنگ‌ها به سادگی با پیکور معدنی امکان پذیر می‌باشد.

سقف بلاواسطه کانسنگ عموماً شامل لایه‌های کائولنی و شیل مجموعاً به ضخامت میانگین ۲/۵ متر است که بر روی آن‌ها یک لایه سخت و پایدار ماسه سنگی قرار گرفته و می‌توان آن را به عنوان سقف اصلی تلقی کرد. در صورت استخراج تمام ضخامت بوکسیت سخت، حفظ کمر بالای بلاواسطه در کارگاه دشوار بوده و لذا می‌توان با کندن آن‌ها تا سقف اصلی ضمن حفظ پایداری کارگاه از سنگ آن برای پرکردن محل استخراج شده استفاده کرد. هنگام عملیات استخراجی باید با نصب وسایل نگهداری از ریزش سنگ‌های سست کمر بالا جلوگیری شود ولیکن سقف اصلی ماسه سنگی نیازی به نگهداری ندارد. با توجه به ابعاد معدن گل بینی ۸ و وضعیت گسل‌های موجود در منطقه، این معدن به ۴ بلوک استخراجی با ابعاد تقریباً برابر تقسیم می‌شود (شکل ۵-۶).



شکل ۵-۶- وضعیت بلوک‌ها در معدن گل بینی ۸

همان طور که در شکل ۵-۶ دیده می‌شود، ۴ بلوک در این معدن قرار دارد. طول این بلوک‌ها در امتداد طولی لایه به شرح زیر است:

- بلوک ۱ ۹۰ متر
- بلوک ۲ ۹۵ متر
- بلوک ۳ ۹۵ متر

- بلوک ۴ - ۱۱۰ متر

با توجه به یکسان بودن فرآیند طراحی کارگاه استخراج و مراحل آماده‌سازی برای بلوک‌ها، مراحل طراحی برای بلوک ۲ انجام می‌شود و پارامترهای طراحی برای بلوک‌های دیگر به صورت خلاصه ارائه خواهد شد.

۵-۴-۲- تعیین مشخصات هندسی کارگاه‌های استخراج

حالت‌های مختلفی از روش کند و پرکردن در این معدن قابل اجرا است. مشخصات کارگاه‌های استخراج در حالت‌های مختلف، باید به گونه‌ای انتخاب شود که حتی‌المقدور مشابه یکدیگر بوده و از نظر تبدیل یک حالت به حالت دیگر در هنگام اجرا قابلیت انعطاف داشته باشد.

کارگاه استخراج شیب‌دار در نظر گرفته شده است تا برای حمل کانسنگ و مواد پرکننده نیازی به وسیله حمل در داخل کارگاه نباشد. با استفاده از جدول ۵-۱ میانگین شیب لایه تقریباً ۴۵ درجه به دست می‌آید لذا زاویه میل کارگاه باید در حدود ۳۵ درجه باشد تا شیب مناسب برای حمل مواد به وجود آید. با انتخاب این زاویه میل و با توجه به ارتفاع طبقه (۴۰ متر)، طول کارگاه باید به گونه‌ای باشد تا در مرحله آماده‌سازی کمترین میزان ماده ماده‌معدنی نیازمند به استفاده از روش‌های استخراج خاص باشد. بنابراین با بررسی‌های انجام شده طول کارگاه‌های استخراج در جهت امتدادی در حدود ۲۰ متر انتخاب می‌شود. انتخاب این طول کوتاه برای کارگاه استخراج، از نظر تغییرات عیار کانسنگ نیز مناسب است. حمل کانسنگ به طور ساده با ریزش آن در کف کارگاه امکان‌پذیر است و در حالت‌هایی که شیب کانسار کمی کمتر باشد می‌توان از ناو ثابت فولادی برای کمک به حمل استفاده کرد و در شرایط دشوارتر زاویه میل را می‌توان کمی بیشتر در نظر گرفت. با توجه به ابعاد بلوک‌ها در معدن گل‌بینی ۸ طول کارگاه را مقداری می‌توان کم یا زیاد کرد ولی بهتر است در هر حالت طولی انتخاب شود که تعداد کارگاه‌های استخراج زوج باشد زیرا با این شرط همواره تعداد دوپل‌های حفر شده کمتر خواهد بود.

چون سنگ‌های کائولنی و شیلی موجود در کمر بالای بوکسیت سخت، سست و ریزشی بوده و نگهداری آن‌ها دشوار است. بهتر است این سنگ‌ها را برداشته و ماسه سنگ بالای آن‌ها را به عنوان سقف اصلی کارگاه در نظر گرفت. سنگ‌های سست مزبور به عنوان ماده پرکننده پس از استخراج مورد استفاده قرار می‌گیرد.

بر اساس اطلاعات موجود معمولاً عیار آلومین در لایه بوکسیت سخت در نزدیکی کمربالا و کمرپائین کمتر می‌شود. در چنین حالتی چنانچه ضخامت قسمت کم عیار به اندازه کافی زیاد باشد بهتر است از استخراج آن اجتناب شود. در این صورت با توجه به پایداری بوکسیت سخت نیازی به نصب، نگهداری و کندن سنگ‌های کمربالای بوکسیت سخت نخواهد بود. اما در هر حال چون پرکردن کارگاه الزامی است، لذا باید مواد پرکننده از خارج از معدن تامین شود.

برای این که کانسنگ پس از آتش‌کاری با سنگ‌های پرکننده کف کارگاه مخلوط نشود، لازم است قبل از انفجار، کف کارگاه با ورق فولادی یا تخته‌های مناسب فرش شود. پس از آتش‌کاری و لق‌گیری سقف، کانسنگ استخراج شده با استفاده از ناو ثابت تا محل دویل کانهریز حمل و از آن جا به واگن‌های باربری معدن منتقل خواهد شد.

سیکل استخراج فوق به طور مداوم تکرار می‌شود تا یک برش سرتاسری در طول خط جبهه کار به ارتفاع حدود ۱ متر برداشته شود. هر برش سرتاسری از دویل مرکزی کارگاه استخراج شروع و به دویل کانهریز ختم می‌شود. برش‌های استخراجی از پائین‌ترین قسمت کارگاه استخراج شروع و به تدریج با بالا رفتن کارگاه استخراج محل استخراج با باطله پر شده است.

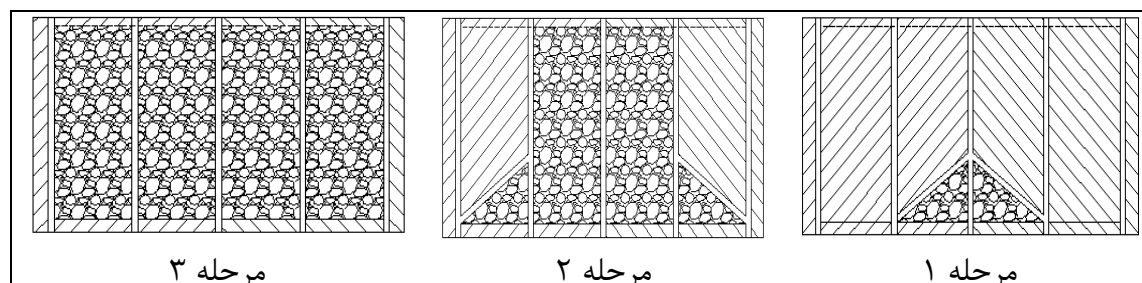
۵-۴-۳- مشخصات بلوک استخراجی

هر بلوک استخراجی به گونه‌ای در نظر گرفته می‌شود که شامل ۴ کارگاه استخراجی هر یک به طول ۲۰ متر در جهت امتدادی باشد. هر کارگاه استخراج دارای یک دویل خاک‌ریز و یک دویل کانهریز است. دویل‌ها به طور عمومی به ابعاد $2/6 \times 1/5$ متر حفاری شده و سپس با چوب‌بندی به شکل کرسی نگهداری می‌شوند. عرض دویل در جهت امتدادی لایه قرار می‌گیرد. در حد فاصل دو بلوک استخراجی باید لنگه‌ای از ماده معدنی به ضخامت حدود ۳ برابر ضخامت لایه قرار بگیرد. بنابراین ضخامت لنگه‌ها $7/5$ متر در سرتاسر ارتفاع طبقه در نظر گرفته شده است. بدین ترتیب طول هر بلوک استخراجی در جهت امتدادی لایه برابر است با:

$$\text{متر } 95 = (\text{لنگه به طول } 7/5 \text{ متر}) + (\text{متر } 1/5 \times 5 \text{ دویل}) + (\text{متر } 20 \times 4 \text{ کارگاه})$$

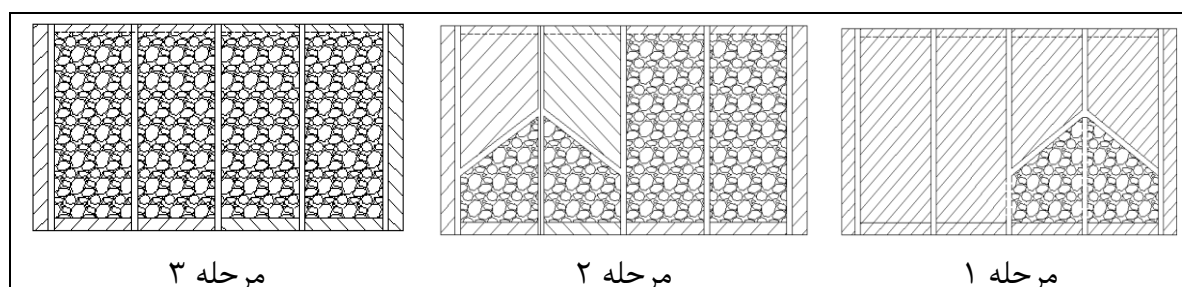
همان‌طور که گفته شد تعداد کارگاه‌های استخراج می‌بایست زوج باشد، با توجه به این موضوع برای آماده‌سازی و استخراج کارگاه‌ها دو حالت را می‌توان در نظر گرفت که هر کدام از این حالت‌ها دارای

مزیت‌هایی هستند. یک حالت برای استخراج بلوک‌ها این است که ابتدا دو کارگاه استخراج مرکزی بلوک به طور هم‌زمان استخراج شوند و پس از آن دو کارگاه کناری با هم کار شوند (شکل ۵-۷).



شکل ۵-۷- شروع استخراج بلوک با کارگاه‌های مرکزی

حالت دیگری که برای استخراج بلوک قابل کار است عبارت است از شروع بلوک، از کارگاه‌های نزدیک به ورودی تونل و سپس دو کارگاه دیگری که در طرفین قرار دارند، استخراج می‌شوند (شکل ۵-۸).



شکل ۵-۸- شروع استخراج بلوک با کارگاه‌های نزدیک ورودی تونل

در حالت اول هم‌زمان با پیشروی عملیات استخراجی به طرف بالا دویل‌های کانهریز در طرفین این دو کارگاه به وجود خواهد آمد به طوری که در پایان استخراج این دو کارگاه، دو دویل مجزا از یکدیگر وجود خواهد داشت. هر یک از این دویل‌های به وجود آمده به عنوان دویل خاک‌ریز و تهویه یک کارگاه دیگر مورد استفاده قرار می‌گیرد. با این ترتیب برای استخراج چهار کارگاه در یک بلوک فقط حفر یک دویل مرکزی مورد نیاز بوده و بقیه دویل‌ها هنگام پیشروی استخراج به طرف بالا احداث می‌شوند.

در حالت دوم در کارگاه‌های استخراج تمرکز عملیاتی بیشتری حاکم است و میزان آماده‌سازی کمتری مورد نیاز است و از نظر حمل و نقل و باربری نیز عملیات متمرکزتر انجام می‌شود، بنابراین برای استخراج معادن بوکسیت جاجرم از حالت دوم استفاده خواهد شد.

۵-۴-۴- آماده‌سازی

تونل تهویه طبقه اول معدن در ارتفاع ۱۲۵۰+ متر انتخاب شده است. تونل‌های باربری طبقات اول و دوم معدن در ترازهای ۱۲۰۰+ متر و ۱۱۵۰+ متر مشخص شده‌اند. ارتفاع هر طبقه ۵۰ متر می‌باشد. لازم به توجه است که کف معادن روباز، به منظور پایداری و جلوگیری از تخریب تونل باید حداقل ۱۰ متر بالاتر از تونل تهویه طبقه اول معدن زیرزمینی قرار گیرد.

به طور کلی با توجه به ظرفیت کم معدن و عمر کوتاه هر طبقه بهتر است تونل باربری اصلی طبقه با تونل آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج ادغام و هزینه‌های حفاری کاسته شود. بدین ترتیب تونل‌های آماده‌سازی کارگاه‌های استخراج تا آخر عمر هر طبقه به عنوان تونل باربری نیز انجام وظیفه کرده و برای طبقه پائین‌تر نیز به منظور تونل تهویه مورد استفاده قرار خواهند گرفت.

تونل‌های امتدادی به شکل دنبال لایه در داخل بوکسیت سخت حفاری می‌شوند. هنگام حفر تونل‌ها به منظور حفظ پایداری، باید توجه شود که تمام بوکسیت تا کمر بالای سست حفاری نشده و حداقل یک متر از آن باقی بماند. بدین ترتیب با توجه به ضخامت کم بوکسیت سخت، در قسمت اعظم طول تونل‌ها مقداری از سطح مقطع تونل در داخل سنگ‌های کائولنی و بوکسیت سست کمرپائین قرار می‌گیرد.

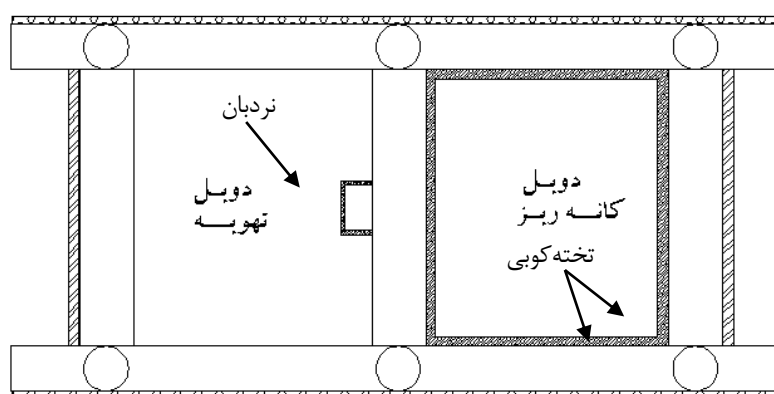
چون تونل باربری هر طبقه به عنوان تونل تهویه طبقه پائینی مورد استفاده قرار می‌گیرد، به منظور حفظ پایداری آن‌ها، لنگه‌ای از کانسنگ در بالا و پائین تونل باقی گذاشته می‌شود. ارتفاع لنگه در حدود ۶/۵ متر در نظر گرفته شده که تقریباً ۲ تا ۲/۵ متر آن در قسمت پائین تونل و ۳ تا ۴ متر آن در قسمت بالای تونل باقی می‌ماند. در عمل استخراج از حدود ۳/۵ متر بالاتر از سقف تونل پائینی آغاز شده و در بالای هر کارگاه در حدود ۲ متر قبل از رسیدن به کف تونل تهویه بالایی متوقف می‌شود.

برای هر بلوک استخراجی ۴ کارگاه استخراج در نظر گرفته شده که دو به دو به طور هم‌زمان مورد استخراج قرار می‌گیرند. ابتدا دو کارگاه نزدیک به ورودی تونل و سپس دو کارگاه دیگر استخراج خواهد شد (شکل ۵-۸). در وسط هر بلوک یک دویل داخل لایه در تمام ارتفاع طبقه حفر می‌شود که به عنوان دویل تهویه و خاک‌ریزی برای دو کارگاه مرکزی مجاور هم مورد استفاده قرار می‌گیرد.

دویل‌های خاک‌ریزی یا کانه‌ریز در مجاور کمر بالای اصلی ماسه‌سنگی حفر و احداث می‌شوند. هر دویل دارای ابعاد حفاری تقریباً $۲/۶ \times ۱/۵$ متر می‌باشد که طول آن در جهت عمود بر امتداد و عرض آن در جهت امتداد لایه قرار می‌گیرد. دویل‌ها با چوب‌بندی به شکل کرسی نگهداری شده و در جهت طولی به دو قسمت به ابعاد مفید ۱×۱ متر تقسیم می‌شود. راهرو مجاور با کمر بالا به عنوان نفرو و راهروی مجاور با کانسنگ به

عنوان خاکریز یا کانریز مورد استفاده قرار می‌گیرد. نصب نردبان در بخش نفرو الزامی است. در قسمت مربوط به خاکریز یا کانریز باید به منظور سهولت در انتقال مواد از تخته یا ورق آهن استفاده شود. سطح مقطع دوپل‌ها در شکل ۵-۹ نشان داده شده است.

برای آماده‌سازی اولیه یک بلوک، پس از آن که تونل امتدادی باربری در تمام طول این بلوک حفر شد، در فاصله ۲۰ متری از لنگه با حفر شوت و دوپل کوتاه نفرو در جهت عمود بر لایه به کمربالای ماسه‌سنگی رسیده و از آن‌جا دوپل در مجاورت کمربالا تا رسیدن به تراز تونل فوقانی حفر می‌شود. در فاصله ۲۰ متری از دوپل حفر شده، شوت کانریز و نفرو ارتباطی مربوط به دو کارگاه ابتدایی حفر می‌شود.



شکل ۵-۹- سطح مقطع دوپل‌ها

۵-۴-۵- نسبت بازیابی ذخیره

میزان ذخیره بلوک استخراجی با در نظر گرفتن ۹۵ متر طول بلوک، ۵۰ متر ارتفاع طبقات، ۴۵ درجه زاویه شیب میانگین، ۲/۶ متر ضخامت میانگین و وزن مخصوص کانسنگ برابر ۳، از رابطه زیر قابل محاسبه است:

$$\text{تن } ۹۵ \times (۵۰ \div \sin ۴۵) \times ۲/۶ \times ۳ = ۵۲۳۹۷$$

در طبقه فوقانی معدن با توجه به این که در طرفین هر تونل مجموعاً به ارتفاع ۶/۵ متر از کانسنگ به عنوان لنگه حفاظتی باقی می‌ماند، ارتفاع مفید قابل استخراج هر کارگاه ۴۳/۵ متر است. با در نظر گرفتن ۲۰ متر طول کارگاه در جهت امتدادی میزان ذخیره استخراج شده هر کارگاه به قرار زیر است:

$$\text{تن } (۴۳/۵ \div \sin ۴۵) \times ۲۰ \times ۲/۶ \times ۳ = ۹۵۹۷$$

$$\text{تن } ۹۵۹۷ \times ۴ \text{ کارگاه} = ۳۸۳۸۸$$

استخراج کارگاهی در بلوک

از سوی دیگر با حفر تونل دنبال لایه و شوت‌های کوتاه در بالا و پائین هر کارگاه نیز مقداری کانسنگ به دست می‌آید. میانگین مقطع حفاری در طول ۹۵ متر بلوک در حدود ۶/۳ متر مربع است. تقریباً به طور میانگین ۶۰٪ از سطح مقطع تونل در داخل لایه بوکسیت با عیار مناسب و ۴۰٪ آن با عیار پائین‌تر از این عیار می‌باشد (ایتوک، ۱۳۷۲)، مقدار ذخیره استخراج شده از حفر تونل‌های دنبال لایه در بلوک به قرار زیر می‌باشد:

$$\text{کانسنگ حاصل از حفر تونل (تن)} = ۱۰۷۷ = ۰/۶ \times (۳ \times ۶/۳ \times ۹۵)$$

چنانچه از شوت‌ها و ارتباطی‌های بالا و پائین کارگاه‌های استخراج در هر بلوک در حدود ۷۳ تن کانسنگ به دست آید. مجموع کانسنگ حاصل از آماده‌سازی ۱۱۵۰ تن خواهد شد.

$$\text{کانسنگ حاصل از آماده‌سازی (تن)} = ۱۰۷۷ + ۷۳ = ۱۱۵۰$$

بدین ترتیب مقدار کانسنگ استخراج شده از هر بلوک به قرار زیر است:

$$\text{مجموع ذخیره برداشت شده در هر بلوک (تن)} = ۳۸۳۸۸ + ۱۱۵۰ = ۳۹۵۳۸$$

لذا نسبت بازیابی ذخیره در هر بلوک استخراجی به قرار زیر است:

$$۳۹۵۳۸ \div ۵۲۳۹۷ = ۰/۷۵ = ۷۵\%$$

محاسبات فوق به صورت خلاصه در جدول ۲-۵ آورده شده است. پارامترهای محاسبه در جدول ۲-۵ برای بلوک‌های ۲ و ۳ یکسان است، بنابراین در جدول ۳-۵ میزان ذخیره استخراجی و بازیابی برای بلوک‌های ۱ و ۴ آورده شده است.

جدول ۲-۵- میزان ماده معدنی استحصال شده از بلوک و میزان بازیابی

پارامتر	میزان ذخیره
میزان ذخیره بلوک استخراجی	۵۲۳۹۷
میزان ذخیره استخراج شده هر کارگاه	۹۵۹۷
استخراج کارگاهی در هر بلوک	۳۸۳۸۸
کانسنگ حاصل از حفر تونل	۱۰۷۷

۷۳	کانسنگ حاصل از شوت‌ها و ارتباطی‌های بالا و پائین کارگاه‌های
۱۱۵۰	کانسنگ حاصل از آماده‌سازی
۳۹۵۳۸	مجموع ذخیره برداشت شده در هر بلوک
%۷۵	نسبت بازیابی

جدول ۵-۳- میزان ماده معدنی استحصال شده و میزان بازیابی در بلوک‌های ۱ و ۴

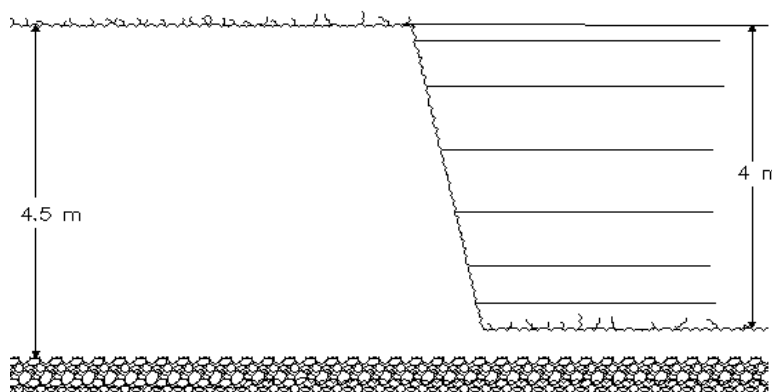
پارامتر	بلوک ۱	بلوک ۴
طول بلوک (متر)	۹۰	۱۱۰
طول کارگاه (متر)	۱۹	۲۴
میزان ذخیره بلوک استخراجی (تن)	۴۹۶۳۹	۶۰۶۷۰
میزان ذخیره استخراج شده هر کارگاه (تن)	۹۱۱۷	۱۱۵۱۶
استخراج کارگاهی در هر بلوک (تن)	۳۶۴۶۸	۴۶۰۶۴
کانسنگ حاصل از حفر تونل (تن)	۱۰۲۱	۱۲۴۷
کانسنگ حاصل از شوت‌ها و ارتباطی‌های بالا و پائین کارگاه‌های	۶۹	۸۷
کانسنگ حاصل از آماده‌سازی (تن)	۱۰۹۰	۱۳۳۴
مجموع ذخیره برداشت شده در هر بلوک (تن)	۳۷۵۵۸	۴۷۳۹۸
نسبت بازیابی (درصد)	%۷۶	%۷۸

۵-۴-۶- حفاری کانسنگ و باطله

برای حفاری در روش کندن و پرکردن ماشین حفار روی مواد پرکننده قرار گرفته و شروع به حفر چال‌ها می‌کند. چال‌ها هم می‌توانند به صورت افقی و هم قائم رو به بالا حفر شوند (Gertsch, 1998). ضخامت هر برش تابع ماشین‌آلات حفاری و معمولاً حدود ۳ تا ۴ متر است (Hustruild, 1982). مشخصات چال‌ها مطابق جدول ۵-۴ است. در حفاری افقی عرض برش بین ۳ تا ۴ متر است و بین مواد پرکننده و سطح سینه‌کار ۰/۵ متر فضای خالی باقی گذاشته می‌شود که به عنوان سطح آزاد دوم آتش‌کاری عمل می‌کند (شکل ۵-۱۰).

جدول ۵-۴- مشخصات چال‌های تولیدی در روش کندن و پرکردن (هارتمن، ۱۹۸۷)

مشخصات روش چال زنی	طول چال (m)	قطر چال (mm)	سرعت حفاری (m/h)	طول حفاری/تولید (m ³ /m)	دستگاه چال زنی
افقی	۳-۴	۳۸-۴۸	۶۰-۷۰	۱-۱/۴	ایرلگ
					ضربه‌ای
قائم	۳-۴	۲۳-۳۸	۲۰-۴۰	۰/۹-۱/۲	ارابه چال زنی
					ضربه‌ای

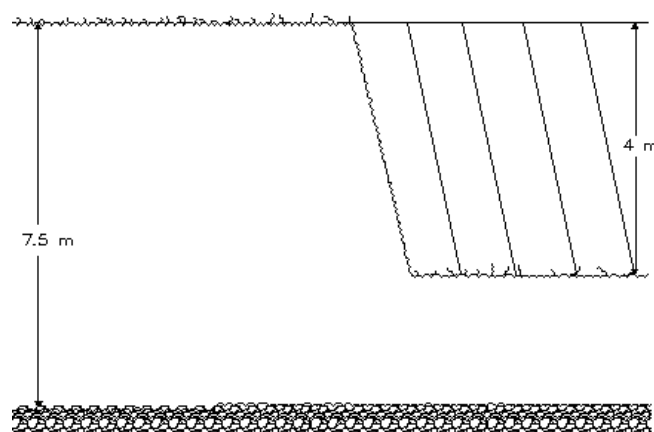


شکل ۵-۱۰- روش چال زنی افقی (Gertsch, 1998)

با توجه به موقعیت سطح‌های آزاد در این روش چال زنی می‌توان گفت سطح سینه‌کار مانند پله‌ای است که ۹۰ درجه چرخیده است. این روش چال زنی برای دیواره‌های ضعیف بیشتر به کار می‌رود. مزایای چال زنی افقی عبارتند از: سقف صاف‌تر، انتخابی‌تر شدن روش و بالا رفتن بازیابی (Gertsch, 1998).

آرایش چال‌ها در چال زنی قائم در شکل ۵-۱۱ نشان داده شده است. در این روش نیز عرض برش بین ۳ تا ۴ متر است. سرعت حفاری و تولید به ازای طول حفاری در چال‌های قائم کمتر از چال‌های افقی است. با توجه به فضای کاری کوچک‌تر در این روش نسبت به چال زنی افقی، قطر چال‌ها و دستگاه‌های مورد استفاده برای آن‌ها کوچک‌ترند. طول چال‌های قائم نیز بین ۳ تا ۴ متر است. طول چال بیشتر از ۴ متر باعث

زیاد شدن ارتفاع فضای باز شده می‌شود که با توجه به ایمنی کارگران این روش برای مناطق ضعیف چندان منطقی نیست. شیب چال‌های قائم بین ۵۰ تا ۶۵ درجه است (Gertsch, 1998).



شکل ۵-۱۱- روش چال‌زنی قائم (Gertsch, 1998)

مزیت چال‌های قائم نسبت به چال‌های افقی در این است که تعداد بیشتری چال در یک عملیات قابل حفر و خرج‌گذاری هستند و می‌توان به مقدار مورد دلخواه، ماده معدنی را در هر دوره استخراج کرد. عیب این چال‌ها سقف نسبتاً نامنظم حاصل از آن است (Gertsch, 1998).

با توجه به مزایای بیان شده برای روش افقی و همچنین وضعیت منطقه که دارای گسل خوردگی زیاد است، استفاده از چال‌های افقی برای معدن گل‌بینی ۸ پیشنهاد می‌شود.

قبل از برداشت هر برش کانسنگ، ابتدا سنگ باطله کمربالا حفاری شده و در کف کارگاه ریخته می‌شود. ضخامت سنگ‌های باطله تا کمربالای اصلی ماسه سنگی در حدود ۲/۵ متر است. چون دوپل‌ها نیز در این سنگ‌های سست احداث می‌شوند مجموع باطله حفاری شده از یک بلوک استخراجی مطابق جدول ۵-۵ محاسبه می‌شود (وزن مخصوص سنگ‌های باطله ۲/۸۵ تن بر مترمکعب است (ایتوک ایران، ۱۳۷۹)).

با توجه به خصوصیات سنگ‌های کمربالا که باطله کارگاه استخراج را تشکیل می‌دهند و برای پرکردن کارگاه استخراج مورد استفاده قرار می‌گیرند، نیازی به استفاده از مواد منفجره برای استخراج این سنگ‌ها نیست و غالباً با پیکور کننده می‌شوند.

جدول ۵-۵- مقدار باطله حفاری شده از یک بلوک استخراجی

پارامتر	واحد	مقدار
تعداد کارگاه‌ها	عدد	۴
طول هر کارگاه	متر	۲۰
میانگین ارتفاع هر کارگاه	"	۴۰
ارتفاع مفید قابل استخراج	"	۳۳/۵
فاصله قابل استخراج در جهت شیبی	"	$۴۳/۵ \div \sin ۴۵ = ۶۱/۵$
میزان باطله استخراج شده از هر کارگاه	تن	$۶۱/۵ \times ۲۰ \times ۲/۵ \times ۲/۱۸۵ = ۸۷۶۳/۷۵$
میزان باطله استخراج شده در هر بلوک	"	$۴ \times ۸۷۶۳/۷۵ = ۳۵۰۵۵$
میزان باطله حاصل از احداث دوپل‌ها	"	$۵ \times (۱/۵ \times ۲/۵ \times ۶۱/۵) = ۱۱۵۳/۱۲۵$
میزان باطله حاصل از حفر شوت‌ها و	"	در حدود ۶۰
میزان باطله حاصل از حفر تونل دنبال	"	$(۶/۳ \times ۰/۴) \times ۹۵ \times ۲/۱۸۵ = ۶۸۲$
مجموع باطله حفاری شده در یک بلوک	"	$+ ۱۱۵۳/۱۲۵ + ۶۰ + ۶۸۲ = ۳۶۹۵۰/۱۲۵$

چنانچه کانسنگ برداشته شده از هر بلوک ۳۹۵۳۸ تن باشد، نسبت حفر باطله به ازای هر تن

استخراج به قرار زیر است:

$$۳۶۹۵۰/۱۲۵ \div ۳۹۵۳۸ = ۰/۹۳۵ = ۹۳/۵\%$$

با تقریب می‌توان گفت که نسبت حفر باطله به استخراج کانسنگ تقریباً برابر ۱ بر ۱ است.

جدول ۵-۶- مقدار باطله حفاری شده از بلوک‌های ۱ و ۴

پارامتر	واحد	مقدار	
		بلوک ۱	بلوک ۴
تعداد کارگاه‌ها	عدد	۴	۴
طول هر کارگاه	متر	۱۹	۲۴
میانگین ارتفاع هر کارگاه	"	۵۰	۵۰
ارتفاع مفید قابل استخراج	"	۴۳/۵	۴۳/۵
فاصله قابل استخراج در جهت شیبی	"	۶۱/۵	۶۱/۵

۱۰۵۱۶/۵	۸۳۲۵/۵	تن	میزان باطله استخراج شده از هر کارگاه
۴۲۰۶۶	۳۳۳۰۲	"	میزان باطله استخراج شده در هر بلوک
۱۱۵۳/۱۲۵	۱۱۵۳/۱۲۵	"	میزان باطله حاصل از احداث دوپیل‌ها
در حدود ۶۰	در حدود ۶۰	"	میزان باطله حاصل از حفر شوت‌ها و
۷۹۰	۶۴۶/۳	"	میزان باطله حاصل از حفر تونل دنبال
۴۴۰۶۹	۳۵۱۶۱/۵	"	مجموع باطله حفاری شده در یک بلوک
%۹۳	%۹۴	"	نسبت حفر باطله به ازای هر تن

برای استخراج کانسنگ عموماً باید چال‌زنی و آتش‌کاری شود. میزان پیشروی در جهت خط طولی جبهه کار ۱/۸ متر در هر سیکل و عمق چال‌ها ۲ متر منظور می‌شود. در هر سیکل ۲ ردیف چال، در هر ردیف ۶ چال و مجموعاً ۱۲ چال حفاری می‌شود. در خرج‌گذاری هر چال به طور متوسط ۶ فشنگ دینامیت و یک عدد چاشنی الکتریکی تاخیری مورد استفاده قرار می‌گیرد. میزان دینامیت و چاشنی الکتریکی مصرفی و خرج ویژه در جدول ۵-۷ نشان داده شده است.

جدول ۵-۷- مقدار مواد منفجره مصرفی و مقدار خرج ویژه

پارامتر	واحد	مقدار
مجموع دینامیت مصرفی برای هر سیکل	گرم	$۹۰۰۰ = ۱۲۵ \times ۶ \times \text{فشنگ}$
مجموع چاشنی مصرفی برای هر سیکل	عدد	۱۲
ضخامت لایه	متر	۲/۶
ارتفاع برش	"	۱
طول پیشروی در هر سیکل	"	۱/۸
وزن مخصوص کانسنگ	Ton/m ³	۳
کانسنگ حاصل از هر سیکل حفاری	تن	$۲۰ = (۲/۶ \div \text{Cos } ۴۵) \times ۱ \times ۱/۸ \times ۳$
خرج ویژه برای استخراج هر تن کانسنگ	گرم	$۴۵۰ = ۹۰۰۰ \div ۲۰$
مصرف ویژه چاشنی الکتریکی برای استخراج هر	عدد	$۰/۶ = ۱۲ \div ۲۰$

۵-۴-۷- میزان استخراج روزانه از هر کارگاه

در هر شیفت یک سیکل کامل استخراج و در هر روز دو شیفت استخراجی در نظر گرفته می‌شود. در هر سیکل استخراج ترتیب عملیات شامل مراحل زیر است:

۱. حمل کانسنگ استخراج شده از شیفت قبل
۲. کندن باطله کمربالای بوکسیت سخت و پخش آن در کف کارگاه
۳. چال‌زنی در کانسنگ
۴. فرش کردن کف کارگاه با تخته یا ورق آهن
۵. نصب نگهداری در دوپل کانه‌ریز
۶. آتش‌کاری چال‌ها

در شیفت سوم در صورت لزوم عملیات فرعی، تعمیراتی و احتمالاً پرکردن تکمیلی صورت می‌گیرد. با ترتیب فوق در هر روز دو سیکل کامل استخراج می‌شود. میزان کانسنگ استخراج شده در هر سیکل ۲۰ تن و روزانه ۴۰ تن می‌باشد.

۵-۴-۸- تعیین ظرفیت استخراج معدن

برای تعیین توان استخراج سالانه معدن لازم است مدت زمان عملیات حفر تونل، آماده‌سازی و استخراج بلوک‌های متوالی مورد بررسی قرار گیرند. عملیات آماده‌سازی بلوک ۲ شامل حفر ۹۵ متر تونل دنبال لایه، حفر شوت‌های کانه‌ریز و نفر رو، حفر ۲۰ متر تونل شروع کننده در هر کارگاه استخراج و حفر تقریباً ۶۲ متر دوپل مرکزی است. برای شروع عملیات آماده‌سازی هر بلوک باید حداقل نصف طول تونل دنبال لایه آن حفر شده باشد. اگر سرعت حفر تونل ۲ متر در روز فرض شود مدت لازم برای حفر تونل به دنبال لایه قبل از آماده‌سازی بلوک به قرار زیر است:

$$\text{روز} = 24 = 2 \div (95 \div 2)$$

برای حفر شوت‌ها و دوپل‌های ارتباطی ۴ روز در نظر گرفته می‌شود. حفر تونل شروع کننده کارگاه استخراج هم‌زمان با حفر دوپل مرکزی انجام شده و زمان آن در محاسبه مدت آماده‌سازی منظور نمی‌شود.

میزان استخراج روزانه هر کارگاه با توجه به تولید ۲۰ تن کانسنگ در هر سیکل و انجام دو سیکل آتش کاری در هر روز برابر ۴۰ تن خواهد بود. بنابراین و با توجه به این که در هر بلوک دو کارگاه به صورت همزمان کار می‌شوند، تولید روزانه بلوک برابر ۸۰ تن می‌شود. برای محاسبه تولید سالانه داریم:

- تعداد روزهای تعطیل رسمی: ۲۳ روز

- تعداد جمعه‌ها: ۵۲ روز

بنابراین تعداد روزهای کاری برابر ۲۹۰ روز است

$$\text{روز } ۲۹۰ = (۵۲ + ۲۳) - ۳۶۵$$

$$\text{تن } ۲۳۲۰۰ = ۲۹۰ \times ۸۰$$

توان استخراج سالانه

میزان افت استخراج در داخل کارگاه در حدود ۵ درصد پیش‌بینی می‌شود. اما چون به هر صورت امکان اختلاط باطله وجود دارد و میزان آن نیز در حدود ۵ درصد است افت کمی وجود نداشته و به جای آن افت عیار وجود خواهد داشت.

از سوی دیگر از حفاری‌های دنبال لایه و آماده‌سازی نیز مقادیری کانسنگ به دست می‌آید که مقدار آن برای هر بلوک قبلاً ۱۱۵۰ تن محاسبه شده و نسبت آن به کانسنگ حاصل از استخراج کارگاهی به قرار زیر است:

$$۱۱۵۰ \div ۲۹۵۶۰ = ۰/۰۳$$

این مقدار به توان استخراج روزانه و سالانه افزوده می‌شود:

$$\text{(تن)} \quad ۸۰ \times ۰/۰۳ = ۲۴$$

توان تولید روزانه

$$\text{(تن)} \quad ۲۳۲۰۰ \times ۰/۰۳ = ۲۳۸۹۶$$

توان تولید سالانه

ظرفیت تولید روزانه و سالانه معدن با در نظر گرفتن توان‌های تولید فوق و ضریب بی‌نظمی ۰/۸۵

تعیین می‌شود.

$$\text{تن} \quad ۲۴ \times ۰/۸۵ = ۲۰$$

ظرفیت تولید روزانه

$$\text{تن} \quad ۲۳۸۹۶ \times ۰/۸۵ = ۲۰۳۱۱$$

ظرفیت تولید سالانه

البته برای محاسبات طرح از قبیل حمل و نقل، تهویه، تعداد پرسنل، تجهیزات مورد نیاز، مصارف و غیره، ارقام مربوط به توان تولید یعنی ۸۲/۵ تن در هر روز و ۲۳۸۹۶ تن در سال در نظر گرفته می‌شود.

۵-۵- ترابری

۵-۵-۱- بارگیری

قبل از آغاز عملیات باربری، بایستی مواد باطله و مواد معدنی مفید را در قسمت‌های مختلف بارگیری کرد. برای این کار می‌توان از وسایل مختلفی که به طور کلی بارکننده نامیده می‌شوند، استفاده کرد (مدنی، ۱۳۷۶) و یا با توجه به روش استخراج و در صورت امکان با استفاده از نیروی ثقل و بدون استفاده از وسایل، عمل بارگیری را انجام داد.

در معدن گل‌بینی ۸ با توجه به روش استخراج و شیب کارگاه‌های استخراج، بارگیری کانسنگ یا باطله حاصل از کارگاه‌های استخراج را می‌توان از طریق دوپیل‌های کوتاه (شوت) مستقیماً وارد واگن معدنی کرد.

برای بارگیری سنگ‌کنده شده از جبهه کارهای تونل‌ها، لودر پهلوریز مناسب است زیرا علاوه بر عمومیت کاربرد این لودرها در بارگیری جبهه کار تونل، این لودرها دارای جام بزرگ‌تری هستند و با توجه به این که بار را نسبت به لودرهای پشت انداز، به میزان کمتری بلند می‌کنند، راندمان کار بیشتر خواهد بود (بصیر، ۱۳۷۷). از این لودرها علاوه بر استفاده برای بارگیری، می‌توان برای نصب وسایل داخل تونل نیز استفاده کرد. با توجه به این موارد و همچنین سرعت زیاد حفر تونل (۲ متر در روز) از لودر معدنی پهلوریز استفاده می‌شود.

لودر معدنی مورد استفاده باید برای بارگیری در واگن‌های ۰/۶ مترمکعبی (حدوداً ۲/۵ تنی) ساخت ماشین‌سازی اراک مناسب باشد. لودر چرخ زنجیری به ظرفیت بیل در حدود ۰/۲ مترمکعب که با هوای فشرده کار کند برای این منظور مناسب است.

بارگیری سنگ باطله و کانسنگ از جبهه کار تونل در دو مرحله جداگانه صورت می‌گیرد. بارگیری سنگ باطله در حدود نیم ساعت و بارگیری کانسنگ در حدود ۱ ساعت به طول می‌انجامد. در طبقه اول، تونل‌های بالایی و پائینی طبقه، به طور هم‌زمان حفر می‌شوند و بدین ترتیب ۲ دستگاه لودر تونلی مورد نیاز

می باشد. اما در طبقه دوم فقط تونل پایینی طبقه حفاری می شوند و در این صورت ۱ دستگاه لودر تونلی در حال کار بوده و ۱ دستگاه به صورت رزرو باقی می ماند.

۵-۲-۵- باربری

باربری به وسیله راه آهن یکی از متداول ترین روش های باربری در معادن و به خصوص در معادن ایران است (مدنی، ۱۳۷۶). برای باربری در معدن گل بینی ۸ از واگن روی ریل استفاده خواهد شد که استفاده از ریل های ۶۰۰ میلی متر به علت متداول بودن در ایران توصیه می شود.

انتخاب نوع ریل بستگی به وزن واگن ها و لکوموتیوی دارد که از روی آن عبور می کنند. نوع ریل مورد استفاده با توجه به ظرفیت باربری معدن، ۱۴ تا ۱۸ کیلوگرمی در نظر گرفته شده است.

شیب عمومی ریل ۳ در هزار در نظر گرفته می شود. واگن های مورد استفاده بهتر است از واگن های ساخت ایران باشند. واگن ۰/۶ مترمکعبی ساخت ماشین سازی اراک و یا دیگر تولیدکنندگان برای این منظور مناسب است. برای حمل بارهای ویژه نیز از شاسی های مربوطه استفاده می شود. برای حمل واگن ها به طور عمومی از لکوموتیوهای دیزلی استفاده شده و در فواصل محدود جابه جایی واگن با نیروی کارگر امکان پذیر است.

۵-۳-۵- تعداد واگن های مورد نیاز

در مرحله قبل از بهره برداری فقط تونل های باز کننده در ترازهای ۱۲۵۰+ و ۱۲۰۰+ متر و همچنین در حدود ۱۰۰ متر به طرف تونل های دنبال لایه حفر شده و اولین کارگاه های استخراج آماده سازی می شوند. لذا برای مرحله قبل از بهره برداری تعداد واگن های مورد نیاز برای حفر این تونل ها برآورد شده و در مرحله بهره برداری علاوه بر حفر تونل، واگن های مورد نیاز برای استخراج نیز در نظر گرفته می شود.

محاسبه تعداد واگن مورد نظر برای حفر تونل ها، بر اساس تونل با مقطع بزرگ دو ریلی که سطح مقطع حفاری آن ۸/۲ متر مربع است در نظر گرفته شده و میزان پیشروی در هر شیفت ۱ متر منظور می شود.

تعداد واگن مورد نیاز را می توان از رابطه زیر محاسبه کرد (بصیر، ۱۳۷۷):

$$N = \frac{P}{I.U} + f \quad (5-10)$$

N : تعداد واگن مورد نیاز

P : مقدار استخراج روزانه

i : ظرفیت هر واگن

U : تعداد دفعاتی که یک واگن برای باربری در اختیار است

f : تعداد واگن‌های لازم برای یدک

پارامترهای مورد نیاز برای محاسبه تعداد واگن تونل بیان شده در جدول ۵-۸ آورده شده است.

جدول ۵-۸- پارامترهای مربوط به محاسبه تعداد واگن مورد نیاز برای تونل

مقدار	واحد	پارامتر
۸/۲	مترمکعب	سنگ حاصل از حفر تونل در هر شیفت
۰/۷۵	-	ضریب آماس سنگ کنده شده
۱۰/۹۳	مترمکعب	حجم سنگ قابل بارگیری در هر شیفت
۰/۶	مترمکعب	ظرفیت اسمی واگن
۰/۹۵	-	ضریب پرشوندگی واگن
۲	-	تعداد دفعات استفاده از هر واگن در شیفت

$$N = \frac{10/93}{2 \times 0/6 \times 0/95} = 9/58 \cong 10$$

بنابراین تعداد واگن مورد نیاز برای حمل سنگ در یک جبهه کار پیشروی برابر ۱۰ دستگاه است و تعداد واگن مورد نیاز برای ۳ جبهه کار تونلی ۳۰ دستگاه خواهد بود.

تعداد واگن‌های یدک معمولاً ۱۰ تا ۱۵ درصد تعداد واگن‌های مورد نیاز برای استخراج است (بصیر، ۱۳۷۷) بنابراین تعداد واگن‌های یدکی مورد نیاز ۵ عدد خواهد بود.

$$f = 0/15 \times 30 = 4/5 \cong 5$$

لذا جمع واگن‌های ۰/۶ مترمکعبی مورد نیاز در مرحله قبل از بهره‌برداری ۳۵ دستگاه می‌باشد.

در مرحله بهره‌برداری، واگن‌ها برای موارد ذیل مورد استفاده قرار می‌گیرند:

- حمل کانسنگ استخراجی از کارگاه‌ها و آماده‌سازی
- حمل سنگ باطله حاصل از حفر تونل‌ها و آماده‌سازی
- حمل سنگ باطله حاصل از حفر تونل‌های رابط اکتشافی
- حمل تجهیزات مورد نیاز

در این مرحله برای تراز فوقانی طبقه باید تعداد واگن‌های مورد نیاز برای حفر تونل و حمل تجهیزات و برای تراز تحتانی علاوه بر آن‌ها واگن‌های مورد نیاز برای استخراج نیز باید در نظر گرفته شود.

در هر یک از تونل‌های فوقانی طبقه بر اساس محاسبه فوق ۱۱ واگن برای حفر تونل مورد نیاز است. برای هر تونل ۲ شاسی حمل تجهیزات منظور می‌شود. در تراز پائینی طبقه در هر طرف ۱۱ واگن برای حفر تونل مورد نیاز است.

استخراج کانسنگ در دو کارگاه مجاور هم به صورت هم‌زمان انجام می‌شود و میزان کانسنگ استخراج شده در هر شیفت در هر کارگاه برابر ۲۰ تن و در مجموع دو کارگاه برابر ۴۰ تن خواهد بود. وزن مخصوص کانسنگ برابر ۳ در نظر گرفته می‌شود و ضریب آماس سنگ برابر ۰/۷۵ است، بنابراین حجم کانسنگ قابل بارگیری در هر شیفت برابر ۱۸ مترمکعب است. همان‌طور که گفته شد ظرفیت واگن‌ها ۰/۶ مترمکعب است و با در نظر گرفتن ضریب پرشوندگی ۰/۹۵، برای حمل کانسنگ ۳۰ واگن لازم خواهد بود. تعداد دفعات استفاده از هر واگن برای استخراج ۴ بار در شیفت و ضریب بی‌نظمی ۱/۲۵ فرض می‌شود و لذا هر دو کارگاه به ۱۰ واگن برای استخراج کانسنگ نیاز دارند.

۵-۴- لکوموتیو

با توجه به نوع و ظرفیت معدن و فواصل حمل، لکوموتیو دیزلی برای حمل قطارهای واگن‌ها مناسب است. هر قطار شامل ۱۰ تا ۱۵ واگن در نظر گرفته می‌شود. برای تعیین ظرفیت باربری لکوموتیو مورد نیاز ابتدا وزن بار هر قطار محاسبه می‌شود که پارامترهای مربوط به آن در جدول ۵-۹ آورده شده است.

جدول ۵-۹- محاسبه وزن هر قطار

پارامتر	واحد	مقدار
حجم هر واگن	مترمکعب	۰/۶
ضریب پرشوندگی	-	۰/۹۵
ضریب آماس	-	۰/۷۵
وزن مخصوص کانسنگ	تن بر مترمکعب	۳
وزن بار واگن	تن	$۰/۶ \times ۰/۹۵ \times ۰/۷۵ \times ۳ = ۱/۳$
وزن واگن خالی	"	۰/۶
وزن هر قطار	"	$۱۵ \times (۱/۳ + ۰/۶) = ۲۸/۵$

معمولاً وزن لکوموتیو تقریباً یک دهم وزن هر قطار است (بایس، ۱۹۸۶). در این جا با در نظر گرفتن اشکالات احتمالی در مسیر حمل، لکوموتیو بین ۳-۴ تن مناسب می باشد.

مجموع کانسنگ قابل حمل از هر دو کارگاه به طور روزانه ۸۲/۵ تن بوده و لذا در هر شیفت به طور میانگین ۴۱ تن است. چنانچه سنگ های حاصل از حفر تونل ها و بارهای متفرقه مجموعاً معادل ۶ تن باشد مجموع بار قابل حمل ۴۷ تن در هر شیفت است.

$$\text{تن } ۱۰ \times ۱/۳ = ۱۳$$

بار قابل حمل در هر قطار

$$۴۷ \div ۱۳ = ۳/۶۱ \approx ۴$$

تعداد دفعات حمل در هر شیفت

چنانچه مدت رفت و برگشت و بارگیری و تخلیه هر قطار در حدود ۱ ساعت فرض شود، برای مجموع بار تراز پائینی طبقه ۴ ساعت وقت مورد نیاز است که عملاً در ساعات کاری یک شیفت قابل انجام است. برای حمل سنگ های تراز بالایی طبقه، که مقدار آن بسیار کم بوده و تونل ها نیز مجزا از هم هستند، در نظر گرفتن یک دستگاه لکوموتیو کافی است. به این ترتیب در مجموع ۳ دستگاه لکوموتیو باید منظور کرد که دو دستگاه برای کار در طبقات فوقانی و تحتانی و یک دستگاه به عنوان رزرو فعالیت می کند.

۵-۶- تهویه

هدف از تهویه معدن، رقیق کردن، خنثی کردن و دور کردن گازهای خطرناکی که ممکن است در کارهای معدنی جمع شوند. به علاوه سیستم تهویه باید ترکیب هوای معدن را تا حد امکان نزدیک به ترکیب هوای خارج معدن نگه دارد تا محیطی سالم برای کارگران معدن فراهم شود (بایس، ۱۹۸۶).

۵-۶-۱- روش تهویه

سیستم تهویه معدن تا قبل از شروع بهره‌برداری باید هوای مورد نیاز برای تهویه تونل‌های دسترسی را فراهم کند و گازهای ناشی از آتش‌کاری در جبهه کار تونل را ترقیق کند. بنابراین تا زمان شروع بهره‌برداری و هنگام حفر تونل‌های دسترسی باید از بادبزن‌های فرعی (تهویه موضعی) استفاده شود. در این حالت چنانچه طول مسیر تونل زیاد شده و هوارسانی به جبهه کار با استفاده از لوله تهویه دشوار شود، لازم است با حفر یک دویل تهویه مسیر عبور هوا را کوتاه کرد.

هنگام استخراج با توجه به ارتباط تونل‌های پائینی و بالایی طبقه از طریق کارگاه استخراج، برقراری تهویه عمومی معدن میسر خواهد شد. با توجه به تعدد کارگاه‌های استخراج و لزوم استفاده از مواد منفجره برای استخراج، استفاده از جریان تهویه طبیعی وقت‌گیر بوده و از سرعت عملیات و در نتیجه ظرفیت استخراج می‌کاهد. لذا به طور کلی استفاده از بادبزن‌های اصلی برای تهویه معدن در نظر گرفته می‌شود چون معدن دارای دو طبقه است که به ترتیب مورد استخراج قرار خواهند گرفت می‌توان محاسبات تهویه را برای هر طبقه به طور جداگانه انجام داد. در این حالت لازم است هنگام انتقال عملیات از طبقه اول به طبقه دوم بادبزن عوض شده و یا حداقل جابجا شود. به منظور اجتناب از خرید مجدد بادبزن برای طبقه دوم بهتر است بادبزن اصلی معدن به گونه‌ای انتخاب شود که برای طبقه دوم نیز قابل استفاده باشد. از سوی دیگر با در نظر گرفتن افزایش تدریجی طول مسیر تهویه استفاده از بادبزن با پره‌های قابل تنظیم اجتناب‌ناپذیر خواهد بود. چنانچه بادبزن اصلی معدن، در تونل میانی (تراز +۱۲۰۰ متر) نصب شود می‌توان بدون جا به جایی بادبزن، طبقه اول و طبقه دوم را تهویه کرد. در این صورت برای تعیین مشخصات بادبزن بزرگ‌ترین مسیر تهویه معدن مورد نظر قرار می‌گیرد. به منظور اجتناب از وقفه در تولید معدن پیشنهاد می‌شود دو دستگاه بادبزن خریداری شود که یکی نصب شده و دیگری به صورت یدکی در انبار نگهداری شود.

با برقراری تهویه عمومی معدن، برای تهویه جبهه کارهای مسدود می توان از بادبزن های فرعی (موضعی) استفاده کرده و با لوله های مخصوص تهویه به این جبهه کارها هوارسانی کرد. برای تعیین مشخصات بادبزن اصلی معدن مقدار هوای مورد نیاز در معدن مورد محاسبه قرار می گیرد.

۵-۶-۲- شدت هوای مورد نیاز

معدن دارای گازهای مضر نبوده و لذا محاسبه شدت هوا بر اساس تعداد نفرات و یا مقدار هوای لازم برای رقیق کردن گازهای حاصل از انفجار صورت می گیرد. حداکثر تعداد نفرات مشغول به کار، مربوط به شیفت های ۱ و ۲ است که در این شیفت ها ۷۰ نفر به طور دائم در معدن اشتغال دارند. چنانچه کارکنان نظارت و سرپرستی و خدماتی که به طور اتفاقی در معدن رفت و آمد می کنند ۱۰ نفر منظور شود، مجموعاً باید برای ۸۰ نفر هوا تامین شود. هوای مورد نیاز برای هر نفر ۶ متر مکعب در دقیقه فرض می شود (مقررات تهویه در معادن، ۱۳۸۶)، لذا شدت هوای مورد نیاز برای تنفس افراد ۴۸۰ مترمکعب در دقیقه یا ۸ متر مکعب در ثانیه می باشد.

$$Q = 6n = 6 \times 80 = 480 \text{ (m}^3/\text{min)} = 8 \text{ (m}^3/\text{S)} \quad (11-5)$$

محاسبه مقدار هوای لازم برای رقیق کردن گازهای حاصل از انفجار به ترتیب زیر است:

- جبهه کارهای دائمی و فعال معدن عبارتند از: ۲ کارگاه استخراج، ۲ جبهه کار حفر تونل دنبال لایه.
- میانگین مصرف دینامیت برای استخراج ۴۵۰ گرم بر تن محاسبه شده و در هر مرحله آتش کاری در کارگاه استخراج ۲۰ تن کانسنگ استخراج می شود، لذا مقدار دینامیت مصرفی برای هر کارگاه استخراج ۹ کیلوگرم است.

$$20 \times 450 = 9000 \text{ (gr)} = 9 \text{ Kg}$$

- برای محاسبه ماده منفجره مصرفی در هنگام حفر تونل، از رابطه ۴-۱۲ استفاده می شود، در این رابطه q مصرف خرج ویژه بر حسب کیلوگرم بر مترمکعب، f ضریب سختی سنگ و s سطح مقطع حفاری بر حسب متر مربع است (مدنی، ۱۳۸۳).

$$q = 1/25 \times \sqrt{\frac{f}{s}} \quad (12-5)$$

سطح مقطع تونل‌های دنبال لایه در معدن بوکسیت جاجرم $6/3 \text{ m}^2$ و میزان پیشروی ۲ متر در روز است و در هر روز ۲ سیکل آتش کاری انجام می‌شود. برای به دست آوردن ضریب سختی سنگ می‌توان از جدول ۵-۱۰ استفاده کرد.

جدول ۵-۱۰- طبقه‌بندی سنگ‌ها بر اساس میزان مقاومت (مدنی، ۱۳۸۳)

ضریب مقاومت	شرح سنگ	گروه
۲۰	مقاوم‌ترین انواع کوارتزیت‌ها، بازالت‌ها و سایر انواع سنگ‌های مقاوم	فوق‌العاده مقاوم
۱۵	گرانیت‌های فوق‌العاده مقاوم، کوارتز پرفیری، گرانیت‌های خیلی سخت، چرت، کوارتزیت، ماسه‌سنگ‌ها و آهک‌های فوق‌العاده سخت	خیلی مقاوم
۱۰	گرانیت‌های مقاوم، آهک‌ها و ماسه‌سنگ‌های خیلی مقاوم، کنگلومراهای مقاوم، کانه‌های آهن‌دار مقاوم	مقاوم
۸	آهک‌های مقاوم، گرانیت‌های با مقاومت متوسط، ماسه‌سنگ‌های مقاوم	مقاوم
۶	ماسه‌سنگ‌های معمولی، کانه‌های آهن با مقاومت متوسط	نسبتاً مقاوم
۵	شیل ماسه‌دار، ماسه‌سنگ‌های متورق	نسبتاً مقاوم
۴	شیل‌های مقاوم، ماسه‌سنگ‌ها و آهک‌های نیمه مقاوم، کنگلومراهای نرم	نیمه مقاوم
۳	انواع شیل‌های نیمه مقاوم، مارن‌های متراکم	نیمه مقاوم
۲	شیل‌های نرم، آهک‌های خیلی نرم، چاک، نمک سنگی ژیبس	نسبتاً نرم
۱	رس‌های سبک	نرم
۰/۶	خاک روئی	خاکی

۰/۵	ماسه، شن های ریز	شل
۰/۳	شن های روان	روان

با توجه به این که تونل های دنبال لایه در بوکسیت سخت حفر می شوند و این سنگ دارای مقاومت بالایی است، بنابراین ضریب سختی آن ۱۰ در نظر گرفته می شود.

با این فرض مصرف خرج ویژه معادل ۱/۵ کیلوگرم بر مترمکعب به دست می آید و میزان ماده منفجره مصرفی در هر سیکل آتش کاری ۹/۵ کیلوگرم می باشد.

$$q = 1/25 \times \sqrt{\frac{10}{6/3}} = 1/5 (kg/m^3) \Rightarrow 1/5 \times 6/3 = 9/5 kg$$

با مفروضات فوق مقدار دینامیت مصرفی در هر مرحله آتش کاری به قرار زیر است:

$$(9 \times 2) + (9/5 \times 2) = 37 Kg$$

برای محاسبه شدت هوای لازم برای رقیق کردن گاز حاصل از انفجار، روابط ارائه شده توسط وزارت صنایع و معادن عبارت است از:

اگر M وزن ماده منفجره در هر نوبت آتش کاری بر حسب کیلوگرم و a حجم گاز سمی حاصل از انفجار هر کیلوگرم ماده منفجره باشد (که معمولاً ۴۰ لیتر یا ۰/۰۴ مترمکعب به ازای هر کیلوگرم در نظر گرفته می شود)، بنابراین در هر نوبت آتش کاری حجم گازهای سمی تولیدی معادل M.a خواهد شد و اگر C غلظت مجاز گازهای حاصل از آتش کاری باشد (معمولاً ۰/۰۰۸ درصد در نظر گرفته می شود)، لذا حجم هوای لازم برای رقیق کردن گازها از رابطه زیر به دست می آید (قانون معادن ایران، ۱۳۸۶):

$$\frac{100}{V} = \frac{C}{M.a} \Rightarrow V = \frac{100 \cdot M.a}{C} \quad (13-5)$$

t زمانی است که طی آن می بایست گازها تا حد مجاز رقیق شود، در آن صورت شدت جریان هوای لازم خواهد شد:

$$Q = \frac{V}{t} = \frac{100 \cdot M.a}{C.t} \quad (14-5)$$

که اگر به جای ۰/۰۴ a و به جای ۰/۰۰۸ C قرار دهیم رابطه به شکل ساده زیر در می آید:

$$Q = \frac{50 \cdot M}{t} \quad (15-5)$$

در معدن گل بینی ۸ با توجه به حجم عملیات، ۳۰ دقیقه برای تهویه در نظر گرفته می شود در این صورت میزان هوای مورد نیاز برای تهویه برابر مقدار زیر خواهد بود:

$$Q = \frac{50 \cdot 37}{30} = 617 m^3 / Min = 10.28 \cong 11 m^3 / s$$

پس از مقایسه بین مقدار هوای لازم برای تنفس افراد و مقدار هوای لازم برای تخلیه دود حاصل از آتش کاری چون دومی بزرگ تر است به عنوان شدت هوای مورد نیاز انتخاب می شود.

برای تعیین شدت هوایی که باید توسط بادبزن تامین شود، مقدار فوق با ضریب اطمینان ۱/۳ مورد محاسبه قرار می گیرد (مقررات تهویه در معادن، ۱۳۸۶):

$$11 \times 1/3 = 14/3 \cong 15$$

بدین ترتیب شدت هوای بادبزن باید در حدود ۱۵ مترمکعب در ثانیه باشد.

۵-۶-۳- تهویه فرعی (موضعی)

در معادن زیرزمینی مناطقی وجود دارد که امکان تهویه کردن این مناطق با استفاده از هوای ورودی حاصل از تهویه مرکزی امکان پذیر نیست، جبهه کارهای مسدود، نمونه ای از این مناطق می باشند، برای تهویه این مناطق از بادبزن های فرعی استفاده می شود. برای تهویه فرعی می توان از دو نوع فن دهشی یا مکشی استفاده کرد. به علت مشکلات مربوط به تهیه لوله های تهویه، کاربرد روش مکشی نسبت به روش دهشی محدودتر است علاوه بر این در تهویه دهشی راندمان کار بالاتر است. بنابراین در این قسمت پیشنهاد می شود برای نقاطی که به تهویه فرعی نیاز دارند از نوع دهشی استفاده شود. برای تعیین شدت هوای مورد نیاز، خروج گاز حاصل از انفجار که بزرگ ترین مقدار مصرف هوا را به خود اختصاص می دهد، مورد نظر قرار می گیرد. برای محاسبه شدت هوای مورد نیاز در تهویه فرعی به حالت دهشی از فرمول زیر استفاده می شود (Skoshinshky, 1989).

$$Q = \frac{21/4}{t} \sqrt{M.V} \quad (16-5)$$

در این رابطه:

$Q =$ شدت جریان هوای لازم برای تهویه جبهه کار بر حسب مترمکعب در دقیقه

$M =$ وزن ماده منفجره‌ای که در هر نوبت آتش کاری مصرف می‌شود (کیلوگرم).

$t =$ زمان تهویه بر حسب دقیقه

$V =$ حجم قسمتی از تونل در حال پیشروی که باید تهویه شود که خود از رابطه زیر محاسبه می‌شود (مقررات تهویه در معادن، ۱۳۸۷):

$$V = A \times L \quad (17-5)$$

در این رابطه A سطح مقطع تونل و L فاصله‌ای است که قسمت اعظم گازهای سمی ناشی از آتش کاری در طول آن متمرکز می‌شود. طول L از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$L = 45 \cdot \frac{M}{A}$$

$$V = 45 \cdot \frac{M}{A} \times A = 45 \cdot M \quad \text{لذا}$$

$$V = 45 \times 9 = 405 \quad \text{بدین ترتیب مقدار } V \text{ برابر است با:}$$

شدت جریان هوا طبق روابط فوق و با در نظر گرفتن ۲۰ دقیقه زمان تهویه، به ترتیب زیر محاسبه

می‌شود:

$$Q = \frac{21/4}{20} \times \sqrt{9 \times 4050} = 20.4/28 \text{ } m^3/min = 3/4 \text{ } m^3/S$$

با در نظر گرفتن ضرایب افت، بی نظمی و راندمان، مقدار شدت جریان با ضریب ۱/۳ مورد محاسبه قرار گرفته و لذا توان بادبزن‌های فرعی باید در حدود ۵ مترمکعب در ثانیه باشد.

بادبزن‌های فرعی را می‌توان با موتور برقی یا هوای فشرده انتخاب کرد. با توجه به کوچکی معدن و سهولت امکان جابجائی بادبزن، در این معدن نوع دوم (با هوای فشرده) مناسب‌تر است. با در نظر گرفتن تعداد جبهه‌کارهای فعال حفر تونل‌ها و آماده‌سازی‌ها و تعداد بادبزن‌های رزرو، مجموعاً ۶ دستگاه بادبزن فرعی برای معدن مورد نیاز می‌باشد.

برای انتقال هوا از لوله‌های مخصوص تهویه استفاده می‌شود. این لوله‌ها ممکن است برزنتی یا با ترکیبی از مواد پلاستیکی ساخته شده باشند، البته با توجه به ارزان‌تر و دسترسی آسان‌تر به لوله‌های برزنتی استفاده از آن‌ها مناسب‌تر است.

۶-۱- نتیجه‌گیری

انتخاب روش استخراج در معادن یکی از مراحل حساس و تاثیر گذار در فرآیند معدن‌کاری است. زیر زیافته‌های باستانی از جمله اشیائی که از حفاری‌های تپه یحیی واقع در کرمان به دست آمده، موید آن است که پیشینه این صنعت به ۴۵۰۰ سال پیش از میلاد می‌رسد و کشف این ظروف نشان‌گر آن است که در آن ایام تراش اشیاء مختلف مصرفی و تزئینی از سنگ سبز در کرمان رواج داشته که البته هنوز هم این نوع سنگ استخراج و به مشهد فرستاده می‌شود. به طور کلی باید گفت که سنگ‌تراشی در ایران قدیم بیشتر به تهیه وسایل کشاورزی و آلات و ابزار شکار و کندن پوست حیوانات اختصاص داشته بالا برای شروع کار معدن و هم‌چنین توسعه یافتن دستگاه‌های اکتشافی، دیگر شروع معدن‌کاری با یک روش بدون مطالعه توجیه‌پذیر نیست و می‌بایست معدن‌کاری را با استفاده از اطلاعات کشف شده از منطقه و بررسی تمام فاکتورهای موثر در این امر شروع کرد.

افراد زیادی در این زمینه کار کرده‌اند و روش‌های کیفی، کمی و تحلیلی بسیاری برای انتخاب روش استخراج مناسب ارائه داده‌اند. روش‌های کیفی به مقدار زیادی به سلیقه و تشخیص افراد متخصص و تصمیم‌گیرنده بستگی دارند و تنها دایره انتخاب را بر روی چند روش محدود می‌کنند. روش‌های کمی محدود به پارامترهای بیشتری را در نظر می‌گیرند و تأثیر سلیقه را در انتخاب محدود به پارامتر حذف می‌کنند

و از این جهت مناسب‌تر هستند. ولی با توجه به آن که پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج ثابت نیستند و با توجه به هر معدن این عوامل تغییر می‌کنند، این روش‌ها در تمامی موارد لزوماً روش استخراج مناسب را ارائه نمی‌دهند و ممکن است روش انتخاب شده مناسب‌ترین روش نباشد.

از آن‌جا که پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج معدن متعدد هستند، می‌توان این موضوع را به عنوان یک مسئله تصمیم‌گیری چند معیاره در نظر گرفت و با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره که امروزه مورد توجه محققین در علوم مختلف قرار گرفته‌اند، روش استخراج مناسب را تعیین کرد. در این روش‌ها محدودیتی در مورد تعداد فاکتورهای موثر در انتخاب روش استخراج وجود ندارد و با توجه به شرایط هر معدن می‌توان پارامترهای موثر را تعیین و سپس با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره روش استخراج مناسب را تعیین کرد. در این روش‌ها با مشخص شدن پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج معدن مورد نظر و با استفاده از مقایسه منطقی بین این عوامل می‌توان روش مناسب استخراج را تعیین کرد.

از عوامل دیگری که می‌توان در مورد برتری روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره نسبت به روش‌های کمی و کیفی بیان کرد این است که در روش‌های تحلیلی هر پارامتر با توجه به مشخصات و شرایط بهینه استخراج امتیاز گرفته و از این بابت دارای انعطاف‌پذیری بیشتری می‌باشند.

سنگ‌های مرمر متعلق به پالئوزوئیک زیرین است که در حد رخساره شیست سبز دگرگونی یافته است.

بطور کلی در ناحیه شمال و شمال غرب نیریز، زون افیولیتی به پهنای تقریبی ۵۰ کیلومتر و در ازای بیش از ۱۰۰ کیلومتر گسترش دارد. قسمتی از این زون، که معمولاً بخش مرتفع آن زون را تشکیل می‌دهد، در ناحیه شرقی دریاچه بختگان به پهنای تقریبی ۱۰ کیلومتر ادامه پیدا می‌کند. بجز قسمت‌های خاص از این نوار که سنگ‌های لایه، RMR کمربالا، شیب لایه، شکل، RMR کانسار، توزیع عیار در کانسار، یکنواختی کانسار، درصد بازیابی، تولید سالانه، RMR کمرپایین، دسترسی به تکنولوژی، عمق و ترقیق به عنوان فاکتورهای مهم و اصلی در انتخاب روش استخراج این معدن شناخته شدند.

با توجه به توضیحاتی که در فصل‌های قبل در مورد طراحی الگوی آتشیاری و نرم افزار داده شد، در این فصل الگوی آتشیاری تونل باجگیران به دو روش نیترونوبل و تئوری انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ انجام خواهد شد.

۱- روش کندن و پرکردن دستی (Conventional Cut & Fill Stopping)

۲- روش کندن و پرکردن مکانیزه (Mechanize Cut & Fill Stopping)

۳- روش انبارهای (Shrinkage Stopping)

۴- روش استخراج از طبقات فرعی (Sub level Stopping)

۵- روش پلکانی معکوس (Bench Mining)

۶- روش استخراج ستونی (Stull Stopping)

یکی از مشکلات در طراحی الگوی آتشیاری به روشهای تئوری انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ و روش نیترونوبل محاسبات زیاد و وقت گیر بودن روند طراحی می باشد. تهیه برنامه کامپیوتری این معایب را بر طرف می کند.

پس از تعیین روش استخراج برای معدن، می توان طراحی کارگاه استخراج را انجام داد. در طراحی کارگاه استخراج به روش کندن و پرکردن، روش‌های مختلفی وجود دارد که یکی از آنها پرکردن کارگاه استخراج به وسیله باطله استخراجی است. در مواقعی که ضخامت ماده معدنی کم باشد و برای ایجاد کارگاه استخراج در ماده معدنی فضای کافی وجود نداشته باشد، به منظور احداث کارگاه استخراج می‌بایست مقداری از کمرهای کانسار را نیز حفاری کرد و باطله به دست آمده از کارگاه‌ها را می‌توان به عنوان پرکننده استفاده نمود. یکی دیگر از مواردی که ممکن است، کمرهای ماده معدنی حفر شود وجود یک لایه ضعیف با ضخامت کم در کمربالای کانسار است. در این مواقع به دلیل سست بودن کمربالای کانسار، برای جلوگیری از ریزش دیواره کارگاه، این لایه ضعیف را حفاری می‌کنند. در معدن گل‌بینی ۸ کمربالای ماده معدنی بوکسیت شیلی است که ضخامت تقریبی آن ۲/۵ متر بوده و دارای استحکام کمی می‌باشد. لایه بعد از بوکسیت شیلی، ماسه سنگ است که دارای مقاومت مناسب بوده و در صورتی که به عنوان کمربالا منظور شود دارای پایداری

مناسب خواهد بود. بنابراین در این معدن لایه بوکسیت شیلی استخراج می‌شود و به عنوان پرکننده کارگاه استخراج مورد استفاده قرار می‌گیرد.

معدن گل بینی ۸ با توجه به گسل‌های موجود در منطقه به ۴ بلوک استخراجی به طول‌های ۹۰، ۹۵، ۹۵ و ۱۱۰ متری تقسیم می‌شود که اختلاف قابل توجهی با هم ندارند و این امر باعث کمتر شدن مشکلات در طراحی کارگاه‌های استخراج می‌شود. طول کارگاه‌های استخراج در بلوک ۹۰ متری ۱۹ متر، بلوک‌های ۹۵ متری ۲۰ متر و در بلوک ۱۱۰ متری ۲۴ متر به دست آمد. در طراحی طول کارگاه‌ها به منظور کمتر کردن آماده‌سازی مورد نیاز، تعداد کارگاه‌ها زوج در نظر گرفته شد.

در بلوک‌های ۹۰، ۹۵ و ۱۱۰ متری میزان ذخیره به ترتیب برابر ۴۹۶۳۹، ۵۲۳۹۷ و ۶۰۶۷۰ تن، میزان ماده معدنی استحصال شده به ترتیب ۳۶۸۱۰، ۲۷۱۱۰ و ۲۹۱۷۴ تن و درصد بازیابی به ترتیب برابر ۵۹، ۵۲ و ۶۰ می‌باشد.

۶-۲- پیشنهادها

۱- از آن جا که در مناطق بوکسیت جاجرم کارهای اکتشافی انجام شده مربوط به سال‌های دور است و با توجه به این که در هنگام حفر تونل بازکننده معدن گل بینی ۸، یک لنز با عیار مناسب از بوکسیت سخت که در کارهای اکتشافی کشف نشده بود، به دست آمد، انجام کارهای اکتشافی در هنگام حفر تونل و از داخل کارگاه استخراج مفید خواهد بود.

۲- برای انجام طراحی دقیق کارگاه استخراج تهیه مدل کانسار به وسیله نرم‌افزارهای مربوطه نظیر Surpac و DATAMINE مفید خواهد بود و این امر نیازمند وجود داده‌های اکتشافی کافی و دقیق است و در صورت تکمیل کارهای اکتشافی انجام این کار پیشنهاد می‌شود.

۳- با توجه به این که کانسار معدن گل بینی ۸ دارای لایه‌ای نامنظم است و در برخی نواحی ممکن است لنزهای بزرگی از ماده معدنی دیده شود، در صورت برخورد با این لنزها در حین کار می‌توان با بررسی شرایط موجود، از روش‌های پرکردن مکانیزه استفاده کرد.

۴- از ویژگیهای مهم توده سنگ که در نتایج آتشیاری (ابعاد مواد خرد شده، پرتاب سنگ، لرزش زمین، لرزش هوا، میزان پیشروی و ...) مؤثرند، پارامترهای ژئومکانیکی توده سنگ می‌باشد، پس بدیهی است در

دو روش مورد بحث نتایج حاصل کاملاً بهینه نباشد چون تمام پارامترهای مؤثر در روابط فوق منظور نشده اند.

۵- روند طراحی استخراج معادن زیرزمینی، به صورت مدون وجود ندارد و این کار تا حدی به صورت تجربی و سلیقه‌ای انجام می‌شود، تهیه یک دستورالعمل برای این کار بسیار مفید خواهد بود.

۶- توصیه می‌شود برای طراحی الگوی آتشیاری از روشهایی استفاده شود یا روشهایی ارائه گردد که پارامترهای ژئومکانیکی سنگ نظیر مقاومت فشاری تک محوری، مقاومت کششی، ضریب پواسون، ضریب الاستیسیته و ... نیز مد نظر قرار گیرند.

۷- با توجه به افزایش قیمت مواد معدنی و فلزات، در مورد کف پیت‌ها و حد روباز به زیرزمینی در این معادن، بازنگری شود.

بسمه تعالی

استاد ارجمند جناب آقای ...

با سلام

احتراماً؛ نظر به این که قرار است مناسب‌ترین روش استخراج زیرزمینی برای معادن بوکسیت جاجرم با استفاده از روش‌های تصمیم‌گیری چند معیاره تعیین گردد و بدین منظور باید مهم‌ترین معیارهای مؤثر در انتخاب و ضریب اهمیت آن‌ها در نظر گرفته شود، لذا از حضرت‌عالی تقاضا می‌شود به عنوان یکی از متخصصین و افراد با تجربه در این زمینه جدول پیوست را تکمیل و در صورتی که به نظرتان پارامتر دیگری باید لحاظ شود لطفاً آن را اضافه فرمائید.

قبلاً از بذل توجه جنابعالی سپاس‌گزاری به عمل می‌آید.

نظر خواهی در مورد مهمترین معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج مناسب

یکی از حساس‌ترین مراحل طراحی یک معدن انتخاب روش استخراج مناسب می‌باشد که بدین منظور باید معیارهای مختلفی با ضریب اهمیت‌های متفاوت در نظر گرفته شود. تحقیقات زیادی در مورد انتخاب روش استخراج انجام شده و روش‌های کیفی، کمی و تحلیلی بسیاری ارائه شده است که در هر کدام از این روش‌ها معیارهای خاصی برای یافتن روش استخراج مناسب مورد توجه قرار گرفته است. در این تحقیق سعی بر آن است، روش استخراج زیرزمینی مناسب برای معادن بوکسیت جاجرم انتخاب شود. لذا کلیه معیارهای موثر در انتخاب روش استخراج گردآوری شده و قرار است مهمترین معیارهای موثر در انتخاب روش مناسب و میزان تاثیر آنها با توجه به نظرات افراد متخصص و با تجربه تعیین شود. بدین منظور از مقیاس زیر استفاده خواهد شد. با توجه به این مقیاس باید به معیارهای مهم امتیاز ۵ و به معیارهای کم اهمیت تر، امتیاز کمتری داده شود.

مقیاس ۵ نقطه ای برای هر معیار مربوط به انتخاب روش استخراج

۵	۴	۳	۲	۱
مهم و اصلی	زیر بنایی	قابل توجه	کوچک	هیچ

Questionnaire

One of the most important stages of mine planning is choosing the suitable mining method. For selecting the best method should consider some factors with different coefficients. There are many studies on mining method selection, quantitative, qualitative and analysis. Each method has its measure and standard. In this research we try to find and choose the best mining method for one of the Bauxite mines in Iran. For this reason all factors is considered. According to your opinion put your chosen number in proper column in enclosed table.

	Factor	Importance				
		1	2	3	4	5
		None	Minor	Substantial	Fundamental	Highest
1	RMR of hangingwall					
2	RMR of footwall					





میزان اهمیت					معیار	
۵	۴	۳	۲	۱		
مهم و اصلی	زیر بنایی	قابل توجه	کم	هیچ		
					RMR کمربالا	۱
					RMR کمربا بین	۲
					RMR کانسار	۳
					عمق	۴
					شیب لایه	۵
					ضخامت لایه	۶
					شکل	۷
					مقاومت فشاری کمربالا	۸
					مقاومت فشاری کمربا بین	۹
					مقاومت فشاری کانسار	۱۰
					قابلیت مکانیزاسیون	۱۱
					دسترسی به تکنولوژی	۱۲
					وضعیت تهویه	۱۳
					وجود آبهای زیرزمینی	۱۴
					نیروی کار ماهر	۱۵
					نشست سطح زمین	۱۶
					ذخیره قابل استخراج	۱۷
					سرمایه گذاری اولیه	۱۸
					درصد بازبایی	۱۹
					تولید سالانه	۲۰
					یکنواختی کانسار	۲۱
					هزینه نسبی	۲۲
					ایمنی و بهداشت	۲۳
					اثرات زیست محیطی	۲۴
					پایداری فضاها	۲۵
					قابلیت معدن کاری انتخابی	۲۶
					ترقیق	۲۷
					انعطاف پذیری	۲۸
					توزیع عیار در کانسار	۲۹
						۳۰
3	RMR of ore					

4	Depth					
5	Deposit dip					
6	Deposit thickness					
7	Deposit shape					
8	Hangingwall strength					
9	Footwall strength					
10	Ore strength					
11	mechanizability					
12	Technology					
13	Ventilation					
14	Underground water					
15	Expert labor (miner)					
16	Subsidence					
17	Deposit size					
18	Investment					
19	Recovery					
20	Production					
21	Ore uniformity					
22	Cost					
23	Health/Safety					
24	Environmental impacts					
25	Stability					
26	Selectivity					
27	Dilution					
28	Flexibility					
29	Ore grade					
30						

کارشناسان پرسش نامه

ردیف	نام و نام خانوادگی	دانشگاه / شرکت	ارسال	دریافت
۱	مهندس مدنی	صنعتی امیر کبیر	●	●
۲	مهندس صدری	صنعتی امیر کبیر	●	●
۳	دکتر اصائلو	صنعتی امیر کبیر	●	
۴	دکتر شهریار	صنعتی امیر کبیر	●	●
۵	دکتر عطائی پور	صنعتی امیر کبیر	●	
۶	دکتر فردین	فنی تهران	●	

	●	فنی تهران	دکتر مجدی	۷
	●	فنی تهران	دکتر فاروق حسینی	۸
	●	فنی تهران	دکتر معاریان	۹
	●	فنی تهران	مهندس باوری	۱۰
	●	باهنر کرمان	دکتر منصوری	۱۱
●	●	باهنر کرمان	دکتر ابراهیمی	۱۲
	●	باهنر کرمان	مهندس صالحی	۱۳
	●	باهنر کرمان	مهندس خلیلی	۱۴
	●	تربیت مدرس	دکتر احمدی	۱۵
	●	تربیت مدرس	دکتر صیادی	۱۶
	●	صنعتی شاهرود	دکتر کاکائی	۱۷
●	●	صنعتی شاهرود	دکتر ترابی	۱۸
●	●	صنعتی شاهرود	دکتر عطائی	۱۹
●	●	صنعتی شاهرود	دکتر جلالی	۲۰
●	●	پی کوه	مهندس روحانی	۲۱
●	●	طرح طبس	مهندس فاضلی	۲۲
●	●	کاشگران	مهندس فرزانه رفیعا	۲۳
●	●	صنایع و معادن مازندران	مهندس فلاح	۲۴
دریافت	ارسال	دانشگاه / شرکت	نام و نام خانوادگی	ردیف
	●	جاجرم	مهندس برقی	۲۵
	●	جاجرم	مهندس محمدعلی	۲۶
●	●	تهیه و تولید مواد معدنی	مهندس هرمز ناصرنیا	۲۷
●	●	دانشگاه یزد	مهندس علی دباغ	۲۸
●	●	جاجرم	مهندس رضائیان	۲۹
●	●	ایتوک	مهندس اسدی	۳۰
●	●	Wollongong	Prof. Baffi	۳۱

		Utah	Prof. Calizaya	۳۲
		ایتوک	مهندس ملک محمدی	۳۳

- [۱] شرکت آلومینای ایران، مطالعات فنی و اقتصادی معادن بوکسیت جاجرم و گزارشات داخلی، ۱۳۸۱ تا ۱۳۸۶
- [۲] ملایی، حبیب، شریفیان عطار، رضا، ویژگی های زمین شناسی و اکتشافی بوکسیت جاجرم، فصل نامه علمی علوم زمین، شماره ۵۸ (www.gsinet.ir)، ۱۳۸۵
- [۳] لیاقت، ساسان، جعفر زاده، رضا، بررسی کانی شناسی و محیط تشکیل کانسار بوکسیت جاجرم، مجموعه مقالات چهارمین همایش زمین شناسی (www.gsinet.ir)، ۱۳۷۹
- [۴] وفائیان، محمود، خواص مهندسی سنگ ها- تئوری ها و کاربردهای اجرایی، انتشارات ارکان، ۴۴۸ صفحه، ۱۳۷۶
- [۸] اصائلو، مرتضی، روشهای استخراج معادن سطحی، جلد دوم، انتشارات دانشگاه صنعتی امیر کبیر (پلی تکنیک تهران)، دو جلد ۱۰۴۰ صفحه، ۱۳۸۴
- [۱۲] ترابی، سید رحمان، مقدمه ای بر مکانیک سنگ، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، ۲۷۵ صفحه، ۱۳۸۱
- [17] شریعت جعفری، محسن، زمین لغزش (مبانی و اصول پایداری شیب های طبیعی)، انتشارات سازه، 218 صفحه، 1375
- [۲۰] اورعی، سید کاظم، نگهداری در معادن، انتشارات دانشگاه صنعتی امیر کبیر (پلی تکنیک تهران)، ۳۵۰ صفحه، ۱۳۸۴
- [28] سینگ، بهاوانی، گونل، آر.کا، ترجمه: تقی پور، سیاوش، رخشنده، مهدی، طبقه بندی توده سنگ ها، انتشارات جهاد دانشگاهی واحد صنعتی امیرکبیر، 384 صفحه، 1382
- [39] علیرضا، مهدی، مقدمه ای بر الگوریتم های ژنتیک و کاربردهای آن، انتشارات ناقوس، 144 صفحه، 1385
- [40] شریف زاده، مناف، آشنایی با طراحی الگوریتم ها، 10 صفحه، (www.bashgah.net)، 1385

منابع انگلیسی

- [۵] Hoek, E., Read, J., et al., Rock Slopes in Civil and Mining Engineering, Proceeding of the International Conference on Geotechnical and Geological Engineering (GeoEng2000) on Melbourne, PP. 19-24, 2000
- [۶] Hendrik Swart, A., Investigation of Factors Governing the Stability of Slope Panels in Hard Rock, University of Pretoria, 2005
- [۷] Jami, M., Assessing and Monitoring Open Pit Mine Highwalls, Published by National Institute for occupational Safety and Health (NIOSH) USA, P.13, 2001
- [۹] Hoek, E., Putting numbers to geology – an engineer’s viewpoint, *Quarterly Journal of Engineering Geology*, Vol. 32, No. 1, PP. 1-19, 1999
- [۱۰] Gates, W., Ortiz, L., Analysis Rockfall and Blasting Backbreak Problems (US 550, Molas Pass, Co), Published by American Rock Mechanics Association (ARMA), P. 9, 2005
- [11] Jami, M. Detecting Problems With Mine Slope Stability, Published by National Institute for occupational Safety and Health (NIOSH) USA, P. 8, 2001
- [۱۲] Miller, S., National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH) Computer Programs for Bench Crest Failure Analysis Fractured Rock, University of Idaho, Published by Spokane Research Laboratory, NIOSH/CDC, Spokane, Washington, USA, 2005
- [۱۳] Hack, R., An Evaluation of Slope Stability Classification, ISRM EUROCK'2002 (Portugal), PP. 3-32, 2002
- [۱۴] US Army Corps of Engineers, Slope Stability- Engineering and Design, published by DEPARTMENT OF THE ARMY U.S. Army Corps of Engineers, P. 205, 2003
- [۱۵] Hoek, E., Practical Rock Engineering, P. 342, Rocscience Inc, 2007
- [۱۶] Northern California Earthquake Data Centre, Magnitude change in UC Berkeley Earthquake Catalog, www.ncedc.org, 2006
- [19] National Geoscience data of Iran, www.ngdir.ir, 2007
- [۲۰] Blyth, F., Freitas, M., A Geology for Engineers (7th Edition), Chapter 2: Rock Formation and Rock Mass, Arnold Publication, P. 17, 1984, London
- [22] Hyuck-Jin, P., Terry, R., Probabilistic Analysis of Rock Slope Stability and Random Properties of Discontinuity Parameters, *Engineering Geology*, Vol. 79, PP. 230-250, 2005, Elsevier Ltd.
- [۲۳] Liu, Y., Chen, C., A new approach for application of rock mass classification on rock slope stability assessment, *Engineering Geology*, Vol. 89, PP. 129-143, 2007, Elsevier Ltd.

- [24] Yang, X., Yin, J., Linear Mohr-Coulomb Strength Parameters from Non-Linear Hoek-Brown Rock Masses, *International Journal of Non-Linear Mechanics*, Vol. 41, PP. 1000-1005, 2006, Elsevier Ltd.
- [25] Zhao, j., Rock Mechanics-Chapter5: Properties of Rock Discontinuities, (www.lmr.epfl.ch), 2007
- [26] Hack, R., Price, D., A new approach to Rock Slope Stability, *Bulletin of Engineering Geology and Environment*, Vol. 62, PP. 1-27, 2002, Springer-Verlag
- [۲۷] Romana, M., Seron, J.B., Montalar, E., SMR Geomechanics classification: Application, experience and validation, ISRM 2003–Technology roadmap for rock mechanics, South African Institute of Mining and Metallurgy, 2003
- [۲۹] ROCK ENGINEERING PRINCIPLES, www.webs1.uidaho.edu, 2004
- [۳۰] NORBERT H. M., Highway Rock Cut Stability Assessment in Rock Masses Not Conducive to Stability Calculations, Proceedings of the 51st Annual Highway Geology Symposium, PP. 249-259, 2000
- [31] Hoek, E., Carranza-Torres, C.T., B., Corkum, Hoek-Brown Failure Criterion-2002 Edition, Proceeding of North American Rock Mechanics Society (Embedded in RocLab Software, Ver. 1.010, Build 2004), Toronto, 2002
- [32] Cai, M., Kaiser, P., Estimation of Rock Mass Strength and Deformation Modulus of Jointed Hard Rock Masses Using the GSI System, *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, Vol. 41, PP. 3-19, 2004
- [33] Hoek, E., Marinos, P., Application of the Geological Strength Index (FSI) Classification for Very Weak and Sheared Rock Masses, *Bulletin of Engineering Geology and Environment*, Vol. 57, PP. 151-160, 1998, Springer-Verlag
- [34] Marinos, V., Marinos, P., E., Hoek, The Geological Strength Index: Application and Limitation, *Bulletin of Engineering Geology and Environment*, Vol. 64, PP. 55-65, 2005, Springer-Verlag
- [35] Hoek, E., Diedrichs, M., Empirical Estimation of Rock Mass Modulus, *International Journal of Rock Mechanics & Mining Science*, Vol. 43, PP. 203-215, 2006, Elsevier Ltd.
- [36] Rupke, J., Huisman, M., Kruse, H.M.G, Stability of Man-Made Slopes, *Engineering Geology*, Vol. 91, PP. 16-24, 2007, Elsevier Ltd.
- [37] Zolfaghari, A., Heath, A., Simple genetic Algorithm Search for Critical Non-Circular Failure Surface in Slope Stability Analysis, *Computers and Geotechnics*, Vol. 32, PP. 139-152, 2005, Elsevier Ltd.
- [38] KumarDas, S., Slope Stability Analysis Using Genetic algorithm, Published by Indian Institute of Technology, P.12, 2003

] McCombie, P., Wilkinson, P., The Use of Marinoni O., 2004., **Implementation of the analytical hierarchy process with VBA in ArcGIS**. Computers & Geosciences; PP: 637-646.

Milani A. S., Shanian A., Madoliat R., 2005, **The effect of normalization norms in multiple attribute decision making models: A case study in gear material selection**, Structural Multidisciplinary Optimization, 29 (4) , 312–318.

Morrison R.G., Russell P.L. 1973, **Selecting a Mining Method: Rock Mechanics, Other Factors**, In: SME Mining Engineering Handbook, ed. by A.B. Cummins and I.A. Given. Sec 9.

Nicholas D. E., 1981, **Method Selection – A Numerical approach, Design and operation of caving and sublevel stoping mines**, Chapter. 4, Stewart, ed., SME-AIME, PP: 39-53

Nickson S. D. 1992, **Cable support guidelines for underground hard rock mine operations**, MSc thesis, Department of Mining and Mineral Processing, University of British Columbia, P: 223.

Oswald M, 2004, **Implementation of the analytical hierarchy process with VBA in ArcGIS**, Computers & Geosciences, vol 30, pp: 637- 646

Roberts S . Lewis E . M ., 1964 ., **Elements Of Mining**

Roy B., 1991, **The Outranking Approach and the Foundation of ELECTRE Methods**, Theory and Decision, vol: 31, pp: 49-73.

Saaty, T.L., 1980. **The Analytic Hierarchy Process** .McGraw-Hill, New York.

Saaty,. Alexander, 1981., **Thinking with Models: Mathematical Models in the Physical, Biological and Social Sciences**, Chapter 8, Pergamum Press, London.

Saaty, T. L., 2001, **Decision making for leader**, RWS Publication, p: 315.

Sadiq R, Husain T, Veitch B and Bose N., 2004., **Risk-based decision-making for drilling waste discharges using a fuzzy synthetic evaluation technique**. Ocean Engineering; PP: 1929-1953.

Sipahioglu, A., 2005., **Decision Analysis**, Eskisehir Osmangazi University, Unpublished lecture notes.

Skosinshky, A., Kamorov V., 1989., **Mine Ventilation**, Mir Publisher

Srdjevic B., Medeiros Y. D. P., Faria A. S., 2004., **An objective multi-criteria evaluation of water management scenarios**, Water Resources Management, PP: 35–54.

Stout K S., 1980., **Mining Methods & Equipment**, Montana.

Tille M., Dumont A. G., 2003, **Methods of multicriteria decision analysis within the road projects like an element of the sustainability**, 3rd Swiss Transport Research Conference, March 19-21.

Yavuz M, Iphar M, Once G.The., 2008., **optimum support design selection by using AHP method for the main haulage road in WLC Tuncbilek colliery.**, Tunnelling and Underground Space Technology; In Press, Corrected Proof.