



دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن و ژئوفیزیک

پایان نامه کارشناسی ارشد مهندسی استخراج معدن

انتخاب روش استخراج و طراحی کارگاهها در
معدن مس قلعه زری بیرجند

محقق:

حمید جهانشاهی

اساتید راهنما:

دکتر رضا کاکایی

دکتر محمد عطایی

استاد مشاور:

مهندس محمد جوانشیر

(پائیز ۱۳۸۳)



تقديم به :

پدر و مادر بزرگوار

و

همسر مهربانم

تشکر و قدردانی:

بارخدا یا شکر از یاریت که قدمه‌هایم را در راه علم و دانش توانا ساختی و به امیدت که تا همیشه در وادی علم استوارشان سازی.

بر خود واجب می‌دانم از جناب آقای دکتر محمد عطایی که باعث علاقه مندی اینجانب به موضوع پایان نامه شدند و در طی انجام پروژه مساعدت و همراهی فراوانی نسبت به اینجانب مبذول داشتند. تشکر بسیار نمایم.

از جناب آقای دکتر رضا کاکایی که با راهنمایی‌های ارزنده‌شان موجب اصلاحاتی در روند کار شدند. کمال تشکر را دارم.

همینطور از جناب آقای مهندس محمد جوانشیر که از مشورت با ایشان در طی پروژه بهره بسیار بردم، متشکرم.

در پایان از همه دوستان و سرورانی که به نحوی مرا در انجام این پروژه یاری رساندند، بخصوص آقای رضا جوانشیر، مهندس اعظمی، مهندس آریافر و مهندس میرزایی سپاسگزارم.

چکیده

یکی از مهمترین و پیچیده ترین تصمیم گیری ها در عملیات معدنکاری، انتخاب روش استخراج مناسب می باشد، زیرا انتخاب نادرست روش استخراج ممکن است خسارات جبران ناپذیری را به دنبال داشته باشد.

تکنیکهای پیشین انتخاب روش استخراج بیشتر براساس تجربیات حاصل از معادن و کانسارهای مشابه و یا روشهایی که در یک منطقه خاص به کار گرفته می شد، استوار بود. امروزه انتخاب روش استخراج بر اساس اطلاعات زمین شناسی، ژئوتکنیکی، جغرافیایی، اقتصادی و مسائل نظیر آنها صورت می گیرد و الگوریتم های زیادی نظیر شیوه بشکوف-رایت، شیوه موریسون، شیوه هارتمن، شیوه نیکلاس، شیوه UBC و... برای انتخاب روش استخراج مناسب کانسار ارائه شده است. در سالهای اخیر در جهت علمی کردن اساس انتخاب روش استخراج تلاشهای چشم گیری انجام شده است که از آن جمله می توان به تکنیک های با منطق فازی همچون AHP و روش چند شاخصه فازی اشاره کرد.

روش استخراج مناسب جهت کانسار مس قلعه زری، اولین بار در سال ۱۳۴۹ توسط شرکتهای لوت و نیتیستو ژاپن انتخاب و طراحی مقدماتی آن انجام گردید. پس از آن به دلایلی از جمله نوع اطلاعات زمین شناسی و مکانیک سنگی مورد استفاده، زمان انجام طراحی و ... در هر مرحله روشهای مختلفی برای استخراج ماده معدنی پیشنهاد شده است.

پایان نامه اخیر با توجه به آخرین داده ها به موضوع انتخاب روش استخراج مناسب معدن مس قلعه زری و طراحی کارگاههای استخراج پرداخته است. در اولین مرحله بر اساس اطلاعات موجود و با استفاده از ۹ تکنیک کیفی، کمی و تحلیلی انتخاب روش استخراج، روش انباره ای برای کانسار مس قلعه زری مناسب تشخیص داده شد. نتیجه مطالعات نشان می دهد که روش چند شاخصه فازی به دلیل اعتبار علمی و نحوه امتیازدهی، مناسب ترین طرح برای انتخاب روش استخراج می باشد.

پس از انتخاب روش استخراج زیرزمینی برای کانسار مس قلعه زری، ابعاد کارگاههای استخراج مورد بررسی قرار گرفت. بر اساس طبقه بندی مهندسی سنگ انجام شده و با منظور کردن ضریب نگهداری حفاری دهانه کارگاه با روش حداکثر دهانه طراحی بین ۳۹ تا ۶۵ متر و با روش بعد معادل بین ۴۲ تا ۷۰ متر حاصل شد. سپس با کمک این اطلاعات و مراجعه به نمودار پایداری ابعاد بهینه کارگاه، پایه های بالایی، پایینی و کناری کارگاه استخراج تعیین گردید.

فهرست مطالب

صفحه	عنوان
	فصل اول - مقدمه
۱-۱-۱	مقدمه..... ۱
۲-۱	موقعیت جغرافیایی و وضعیت آب و هوایی منطقه..... ۲
۳-۱	تاریخچه معدن..... ۲
۴-۱	سابقه مطالعات انجام شده در معدن قلعه زری..... ۴
۵-۱	هدف پایان نامه..... ۵
۶-۱	سازماندهی پایان نامه..... ۵

فصل دوم - زمین شناسی و کارهای اکتشافی انجام شده

۱-۲	زمین شناسی..... ۷
۱-۱-۲	زمین شناسی منطقه لوت..... ۷
۲-۱-۲	زمین شناسی محدوده کانسار..... ۹
۲-۲	نحوه تشکیل کانسار مس قلعه زری..... ۱۲
۳-۲	وضعیت درزه و گسله ها در محدوده معدنی قلعه زری..... ۱۴
۴-۲	وضعیت رگه های معدنی..... ۱۷
۱-۴-۲	رگه شماره ۱..... ۲۰
۲-۴-۲	رگه شماره ۲..... ۲۱
۳-۴-۲	رگه شماره ۳..... ۲۱
۵-۲	تکتونیک و ارتباط آن با کانی سازی..... ۲۲

فصل سوم - تکنیک های انتخاب روش استخراج مناسب

۱-۳	تاریخچه..... ۲۴
۲-۳	پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج..... ۲۵
۱-۲-۳	عوامل زمین شناسی..... ۲۶
۲-۲-۳	ملاحظات کانی شناسی..... ۲۹
۳-۲-۳	مشخصات هندسی کانسار..... ۳۰
۴-۲-۳	فاکتورهای ایمنی..... ۳۲
۵-۲-۳	عوامل زیست محیطی..... ۳۳
۶-۲-۳	ملاحظات اقتصادی..... ۳۳
۷-۲-۳	ملاحظات محلی..... ۳۴
۲-۳	تکنیکهای انتخاب روش استخراج مناسب..... ۳۵
۱-۳-۳	الگوهای کیفی..... ۳۵
۱-۱-۳	طرح بشکوف - رایت..... ۳۵

۳۷ طرح موريسون ۲-۱-۳-۳
۳۷ طرح هارتمن ۳-۱-۳-۳
۳۹ الگوهای کمی ۲-۳-۳
۳۹ طرح نیکلاس ۱-۲-۳-۳
۴۵ طرح نیکلاس اصلاحی ۲-۲-۳-۳
۴۵ طرح UBC ۳-۲-۳-۳
۴۹ طرح U.M.M.S ۴-۲-۳-۳
۶۵ طرح های تحلیلی انتخاب روش استخراج ۳-۳-۳
۶۶ طرح AHP ۱-۳-۳-۳
۶۹ طرح منطق فازی ۲-۳-۳-۳
۷۴ الگوریتم فازی برای تصمیم گیری در مهندسی معدن ۱-۲-۳-۳
۷۶ تصمیم گیری چند شاخصه فازی (MADM) ۲-۲-۳-۳

فصل چهارم - انتخاب روش استخراج مناسب برای کانسار مس قلعه زری

۷۸ تعیین پارامترهای انتخاب روش استخراج ۱-۴
۷۸ ضخامت کانسار ۱-۱-۴
۸۰ شیب کانسار ۲-۱-۴
۸۰ شکل کانسار ۳-۱-۴
۸۰ ابعاد کانسار ۴-۱-۴
۸۱ یکنواختی کانسار ۵-۱-۴
۸۱ عیار و توزیع آن در کانسار ۶-۱-۴
۸۲ عمق کانسار ۷-۱-۴
۸۲ تولید سالیانه، بازیابی و وضعیت نشست ۸-۱-۴
۸۳ ذخیره کانسار ۹-۱-۴
۸۳ مقاومت شناری سنگ درونگیر و رگه ها ۱۰-۱-۴
۸۴ خواص جانبی کانسار ۱۱-۱-۴
۸۵ مقاومت برشی درزه ها ۱۲-۱-۴
۸۶ امتیاز بندی ساختاری سنگ (RSR) ۱۳-۱-۴
۸۹ شاخص کیفیت سنگ (RQD) ۱۴-۱-۴
۹۰ طبقه بندی ژئومکانیکی (RMR) ۱۵-۱-۴
۹۰ شاخص کیفی تونل زنی در سنگ (Q) ۱۶-۱-۴
۹۲ انتخاب روش استخراج مناسب کانسار مس قلعه زری ۲-۴
۹۳ طرح های کیفی انتخاب روش ۱-۲-۴
۹۳ طرح های کمی انتخاب روش ۲-۲-۴
۹۳ شیوه نیکلاس ۱-۲-۲-۴
۹۴ شیوه نیکلاس اصلاحی ۲-۲-۲-۴

۹۶ UBC شیوه ۳-۲-۲-۴
۹۶ U.M.M.S شیوه ۴-۲-۲-۴
۹۷ مقایسه نتایج روشهای کمی ۵-۲-۲-۴
۹۸ طرح های تحلیلی ۳-۲-۴
۹۸ روش AHP ۱-۳-۲-۴
۱۰۹ روش چند شاخصه فازی ۲-۳-۲-۴
۱۱۲ روش معدنکاری پیشنهادی ۳-۴
۱۱۶ روش انباره ای ۱-۳-۴
۱۱۷ استخراج با چالهای طویل از داخل دویل ۲-۳-۴
۱۱۹ روش کندن و پر کردن با باطله کارگاه ۳-۳-۴

فصل پنجم - طراحی کارگاههای استخراج

۱۲۰ مقدمه ۱-۵
۱۲۰ عوامل موثر در طراحی کارگاه استخراج ۲-۵
۱۲۰ زمین شناسی بلوک کارگاه ۱-۲-۵
۱۲۱ عمق ۲-۲-۵
۱۲۱ ضخامت ۳-۲-۵
۱۲۱ سیستم حمل و نقل ۴-۲-۵
۱۲۱ تهویه ۵-۲-۵
۱۲۲ خصوصیات کانسار مس قلعه زری ۳-۵
۱۲۳ پایداری دیواره های کناری و بالایی کارگاه استخراج ۴-۵
۱۲۶ روشهای طراحی کارگاه استخراج ۵-۵
۱۲۶ روش حداکثر دهانه طراحی ۱-۵-۵
۱۳۰ روش بعد معادل ۲-۵-۵
۱۳۲ روش نمودار پایداری ۳-۵-۵
۱۳۳ پارمترهای مورد نیاز در روش نمودار پایداری ۱-۳-۵-۵
۱۳۹ تخمین پایداری جنبه کار با استفاده از نمودار پایداری ۲-۳-۵-۵
۱۴۰ تحلیل پایداری کارگاههای استخراج معدن قلعه زری با روش نمودار پایداری ۳-۳-۵-۵
۱۴۲ حفاری های آماده سازی ۶-۵
۱۴۲ دستیابی به ماده معدنی ۱-۶-۵
۱۴۳ موقعیت افقهای استخراج ۲-۶-۵
۱۴۳ تونلهای عمود بر رگه و دنبال رگه ۳-۶-۵
۱۴۴ رکوبها ۴-۶-۵
۱۴۴ طراحی کارگاه های استخراج ۷-۵
۱۴۴ تعیین ابعاد کارگاههای استخراج ۱-۷-۵
۱۵۰ تعیین ابعاد پایه های بالایی، پایینی، و کناری کارگاه استخراج ۲-۷-۵

۱۵۲	۵-۷-۳- دویل های کارگاه استخراج.....
۱۵۳	۵-۷-۴- زیر برش.....
۱۵۴	۵-۷-۵- قیف های خروج ماده معدنی.....
۱۵۵	۵-۷-۶- دویل های برگردان.....
۱۵۵	۵-۷-۷- بونکر بندی.....
۱۵۵	۵-۷-۸- لق گیری در کارگاه های استخراج.....
۱۵۶	۵-۷-۹- سیستم تخلیه.....
۱۵۷	۵-۸- خلاصه مراحل آماده سازی تا تخلیه کامل یک بلوک استخراجی.....
۱۵۸	۵-۹- جانمایی کارگاه های استخراج.....

فصل ششم - محاسبه هزینه های عملیاتی و درآمد هر تن کانسار استخراج شده از کارگاه به روش استخراج انباره ای

۱۶۱	۶-۱- مقدمه.....
۱۶۱	۶-۲- محاسبه هزینه های عملیاتی به روش استخراج انباره ای.....
۱۶۱	۶-۲-۱- هزینه های کارگری.....
۱۶۳	۶-۲-۲- هزینه های چالزنی.....
۱۶۷	۶-۲-۳- هزینه های آتشیاری.....
۱۷۰	۶-۲-۴- هزینه های حمل و نقل.....
۱۷۰	۶-۲-۵- هزینه های نگهداری.....
۱۷۰	۶-۲-۶- کل هزینه های عملیاتی در کارگاه های استخراج.....
۱۷۱	۶-۳- محاسبه درآمد ماده معدنی.....
۱۷۲	۶-۴- محاسبه ارزش ناخالص هر تن ماده معدنی استخراج شده از کارگاه.....

فصل هفتم - نتیجه گیری و پیشنهادات

۱۷۳	۷-۱- نتیجه گیری.....
۱۷۴	۷-۲- پیشنهادات.....
۱۷۶	فهرست منابع و مؤاخذ.....

پیوست

۱۷۹	پیوست الف.....
۱۸۴	پیوست ب.....
۱۸۶	پیوست ج.....
۱۹۲	پیوست د.....
۲۰۰	پیوست ه.....

فهرست اشکال

عنوان	صفحه
۱-۱- مسیر دسترسی به معدن مس قلعه زری.....	۳
۱-۲- نقشه زمین شناسی کانسار مس قلعه زری.....	۱۱
۲-۲- پراکندگی عناصر مختلف کانسار در افقهای معدنی قلعه زری.....	۱۲
۳-۲- مدل ژنتیکی پیشنهادی برای کانسار مس قلعه زری بیرجند.....	۱۴
۴-۲- مدل تکتونیکی برشی و ساختارهای مختلف ناشی از آن در ناحیه لوت	۱۵
۵-۲- دیاگرام گل سرخی شکستگیهای منطقه معدنی قلعه زری	۱۵
۶-۲- دیاگرام گل سرخی شکستگیهای کانه دار و رگه های معدنی در قلعه زری	۱۶
۷-۲- نیمرخ زونهای اکسیدان و احیایی در معدن قلعه زری.....	۱۹
۱-۳- طرح موریسون	۳۸
۱-۴- سلسه مراتب انتخاب مناسب ترین روش استخراج کانسار مس قلعه زری.....	۹۹
۲-۴- درجه اهمیت پارامترهای مختلف در انتخاب روش استخراج.....	۱۰۰
۳-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور ضخامت.....	۱۰۰
۴-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور شیب.....	۱۰۱
۵-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور شکل.....	۱۰۱
۶-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RSS کانسار.....	۱۰۲
۷-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RSS کمر بالا.....	۱۰۲
۸-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RSS کمر پایین.....	۱۰۳
۹-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RMR کانسار.....	۱۰۳
۱۰-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RMR کمر بالا.....	۱۰۴
۱۱-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RMR کمر پایین.....	۱۰۴
۱۲-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور عمق.....	۱۰۵
۱۳-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور توزیع عیار.....	۱۰۵
۱۴-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر یکنواختی.....	۱۰۶
۱۵-۴- روش استخراج منتخب با تکنیک AHP.....	۱۰۷
۱۶-۴- روش استخراج منتخب با تکنیک Fuzzy-AHP.....	۱۱۱
۱۷-۴- آماده سازی روش استخراج انباره ای.....	۱۱۸
۱۸-۴- استخراج انباره ای با استفاده از حفر چالهای بلند از دوپلها	۱۱۸
۱۹-۴- آماده سازی روش کندن و پرکردن با باطله کارگاه.....	۱۱۹
۱-۵- مقطع عرضی کارگاه استخراج و کانسار	۱۲۲

- ۱۲۳-۲-۵- نمای شماتیک از هندسه یک کارگاه انباره ای.....
- ۱۲۴-۳-۵- پروفیل توزیع تنش در اطراف تاج کارگاه انباره ای
- ۱۲۵-۴-۵- پروفیل توزیع تنش در اطراف دیواره کناری یک کارگاه انباره ای
- ۱۲۷-۵-۵- ارتباط دهانه طراحی با RMR
- ۱۲۹-۶-۵- حداکثر دهانه فضاهای زیرزمینی طبیعی و مصنوعی
- ۱۳۰-۷-۵- رابطه بین زمان پابرجایی، رده سنگ و دهانه حفاری
- ۱۳۱-۸-۵- رابطه بین حداکثر بعد معادل یک حفاری بدون نصب نگهداری و ضریب Q
- ۱۳۱-۹-۵- برآورد رده نگهداری حفاری براساس شاخص Q و حداکثر بعد معادل
- ۱۳۵-۱۰-۵- منحنی تعیین ضریب A
- ۱۳۶-۱۱-۵- جهت بحرانی درزه با توجه به سطح گشودگی
- ۱۳۷-۱۲-۵- منحنی تعیین ضریب B
- ۱۳۸-۱۳-۵- منحنی تعیین ضریب C برای ریزش و ورقه ورقه شدن
- ۱۳۸-۱۴-۵- منحنی تعیین ضریب C برای حالات مختلف شکست لغزشی
- ۱۳۹-۱۵-۵- نمودار پایداری - بدون نگهداری
- ۱۴۱-۱۶-۵- تحلیل پایداری کارگاههای استخراج قلعه زری با روش نمودار پایداری.....
- ۱۴۵-۱۷-۵- حالات مختلف بلوک بندی افق استخراج
- ۱۴۷-۱۸-۵- مقایسه هزینه های کارگاه استخراج در حالات A ، B و C
- ۱۴۸-۱۹-۵- نمای شماتیک کارگاه و پایه ها
- ۱۵۱-۲۰-۵- ارتباط بین R و C در کارگاه استخراج انباره ای.....
- ۱۵۳-۲۱-۵- نمایی از کارگاه استخراج پیشنهادی.....
- ۱۵۴-۲۲-۵- طراحی قیف های خروج ماده معدنی.....
- ۱۵۶-۲۳-۵- استخراج انباره ای با استفاده از شوتها و تخلیه تحت نیروی ثقل
- ۱۵۸-۲۴-۵- مراحل مختلف آماده سازی بلوک استخراج.....
- ۱۵۹-۲۵-۵- جانمایی کارگاهها در افق ۱۸۰- چاه شماره ۴، رگه شماره ۲.....
- ۱۵۹-۲۶-۵- جانمایی کارگاهها در افق ۱۲۰- چاه شماره ۶، رگه شماره ۲.....
- ۱۶۰-۲۷-۵- جانمایی کارگاهها در افق ۲۷۵- چاه شماره ۵، رگه شماره ۲.....
- ۱۷۴-۱-۷- الگوریتم فرآیند انتخاب روش استخراج مناسب کانسار مس قلعه زری بپیرجند.....

فهرست جداول

صفحه	عنوان
۱۳.....	۱-۲- فراوانی عناصر Zn-Fe-Pb-Cu در امتداد مقطع C-C.....
۱۷.....	۲-۲- عیار کانسنگ مس قلعه زری
۲۷.....	۱-۳- تقسیم بندی پارامتر های موثر در انتخاب روش استخراج.....
۳۶.....	۲-۳- طرح انتخاب روش استخراج بشکوف-رایت.....
۳۹.....	۳-۳- طرح انتخاب روش استخراج هارتمن
۴۲.....	۴-۳- امتیاز بندی پارامترهای طرح نیکلاس.....
۴۵.....	۵-۳- فاکتورهای وزن روش نیکلاس اصلاحی.....
۴۷.....	۶-۳- امتیاز بندی پارامترهای طرح UBC.....
۵۴.....	۷-۳- ضریب اهمیت مشخصه های مختلف برای روشهای استخراج.....
۵۵.....	۸-۳- امتیاز شکل کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۵.....	۹-۳- امتیاز توزیع عیار کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۶.....	۱۰-۳- امتیاز ضخامت کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۶.....	۱۱-۳- امتیاز شیب کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۷.....	۱۲-۳- امتیاز عمق کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۷.....	۱۳-۳- امتیاز بازیابی مورد نیاز برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۸.....	۱۴-۳- امتیاز مقدار تولید سالانه برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۸.....	۱۵-۳- امتیاز وضعیت نشست زمین برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۹.....	۱۶-۳- امتیاز طبقه بندی ژئو تکنیکی کمر بالا برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۵۹.....	۱۷-۳- امتیاز طبقه بندی ژئو تکنیکی کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۶۰.....	۱۸-۳- امتیاز طبقه بندی ژئو تکنیکی کمر پایین برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S.....
۶۰.....	۱۹-۳- امتیاز کانسارهای لایه ای برای روش تخریب بزرگ با ضخامت متوسط کانسار.....
۶۰.....	۲۰-۳- امتیاز کانسارهای لایه ای برای روش جبهه کار بلند با شیب متوسط کانسار.....
۶۰.....	۲۱-۳- امتیاز کانسارهای لایه ای برای روش روباز با شیب متوسط کانسار.....
۶۱.....	۲۲-۳- امتیاز کانسارهای لایه ای برای روش اتاق و پایه با شیب متوسط کانسار.....
۶۱.....	۲۳-۳- امتیاز کانسارهای بی شکل برای روش اتاق و پایه با شیب متوسط کانسار.....
۶۱.....	۲۴-۳- امتیاز کانسارهای لایه ای برای روش انباره ای با شیب متوسط کانسار.....
۶۱.....	۲۵-۳- امتیاز کانسارهای لایه ای برای روش انباره ای با شیب افقی تا متوسط کانسار.....
۶۱.....	۲۶-۳- امتیاز کانسارهای لایه ای به روش تخریب طبقات فرعی با شیب متوسط کانسار.....

- ۳-۲۷- امتیاز کانسارهای لایه ای با شیب افقی تا متوسط با ضخامت متوسط کانسار.....۶۱
- ۳-۲۸- امتیاز کانسارهای لایه ای برای روش کارگاه در طبقات فرعی با شیب متوسط.....۶۲
- ۳-۲۹- امتیاز کانسارهای لایه ای با شیب افقی تا متوسط با در نظرگرفتن شیب متوسط کانسار.....۶۲
- ۳-۳۰- امتیاز کانسارهای لایه ای با شیب متوسط برای روش برش از بالا.....۶۲
- ۳-۳۱- امتیاز کانسارهای با توزیع عیار مغشوش با شیب متوسط برای روش اتاق و پایه۶۲
- ۳-۳۲- امتیاز کانسارهای بسیار نازک و نازک با شیب متوسط برای روش تخریب طبقات فرعی.....۶۲
- ۳-۳۳- امتیاز کانسارهای بسیار نازک و نازک برای روش استخراج طبقات فرعی با شیب متوسط.....۶۲
- ۳-۳۴- امتیاز کانسارهای افقی تا متوسط شیب برای روش انباره ای با ضخامت متوسط.....۶۳
- ۳-۳۵- امتیاز کانسارهای با شیب افقی تا متوسط برای روش تخریب فرعی با ضخامت متوسط.....۶۳
- ۳-۳۶- امتیاز کانسارهای با شیب افقی تا متوسط برای روش کارگاه فرعی با ضخامت متوسط.....۶۳
- ۳-۳۷- امتیاز کانسارهای خیلی کم عمق برای استخراج به روش روباز.....۶۳
- ۳-۳۸- امتیاز کانسارهای کم عمق برای استخراج به روش روباز.....۶۴
- ۳-۳۹- امتیاز کانسارهای با عمق متوسط برای استخراج به روش روباز.....۶۴
- ۳-۴۰- امتیاز کانسارهای عمیق برای استخراج به روش روباز.....۶۴
- ۳-۴۱- امتیاز کانسارهای خیلی عمیق برای استخراج به روش روباز.....۶۵
- ۳-۴۲- طبقه بندی کمی و کیفی ساعتی برای مقایسه زوجی معیارها.....۶۷
- ۴-۱- نتایج حفاری منطقه یک قلعه زری.....۷۹
- ۴-۲- تشخیص عناصر در خوراک و تولید معدن مس قلعه زری.....۸۱
- ۴-۳- کمی نمودن اقلام کیفی و نسبی مقاومت سنگ و کانسنگ.....۸۴
- ۴-۴- پارامتر A زمین شناسی کلی منطقه.....۸۷
- ۴-۵- پارامتر B الگوی درزه ها و ارتباط آن با امتداد و جهت پیشروی.....۸۸
- ۴-۶- پارامتر C آبهای زیرزمینی و وضعیت درزه ها۸۹
- ۴-۷- امتیازبندی ساختاری کانسار مس قلعه زری.....۸۹
- ۴-۸- امتیازدهی طبقه بندی RMR.....۹۰
- ۴-۹- مقادیر پارامترهای شاخص کیفی تونلزنی (Q).....۹۰
- ۴-۱۰- مشخصات هندسی کانسار مس قلعه زری.....۹۲
- ۴-۱۱- مشخصات مکانیک سنگی کانسار مس قلعه زری.....۹۲
- ۴-۱۲- اولویت اول تا سوم طرح های کیفی انتخاب روش استخراج.....۹۳
- ۴-۱۳- امتیاز پارامترهای طرح نیکلاس.....۹۴
- ۴-۱۴- امتیاز پارامترهای طرح نیکلاس اصلاحی.....۹۵
- ۴-۱۵- امتیاز پارامترهای طرح UBC.....۹۶
- ۴-۱۶- امتیاز پارامترهای طرح U.M.M.S.....۹۷

- ۹۷-۴ - نتیجه نهایی طرح های کمی انتخاب روش استخراج.....
- ۹۸-۴ - معیارهای مؤثر در انتخاب روش استخراج.....
- ۹۹-۴ - مقایسه زوجی بین معیارها.....
- ۱۰۰-۴ - مقایسه زوجی پارامتر ضخامت.....
- ۱۰۱-۴ - مقایسه زوجی پارامتر شیب.....
- ۱۰۱-۴ - مقایسه زوجی پارامتر شکل.....
- ۱۰۲-۴ - مقایسه زوجی پارامتر RSS کانسار.....
- ۱۰۲-۴ - مقایسه زوجی پارامتر RSS کمر بالا.....
- ۱۰۳-۴ - مقایسه زوجی پارامتر RSS کمر پایین.....
- ۱۰۳-۴ - مقایسه زوجی پارامتر RMR کانسار.....
- ۱۰۴-۴ - مقایسه زوجی پارامتر RMR کمر بالا.....
- ۱۰۴-۴ - مقایسه زوجی پارامتر RMR کمر پایین.....
- ۱۰۵-۴ - مقایسه زوجی پارامتر عمق.....
- ۱۰۵-۴ - مقایسه زوجی پارامتر توزیع عیار.....
- ۱۰۶-۴ - مقایسه زوجی پارامتر یکنواختی کانسار.....
- ۱۰۷-۴ - محاسبه وزن نهایی گزینه ها.....
- ۱۰۸-۴ - مقادیر λ_{max} ، CI، RI و CR برای ماتریس های مختلف.....
- ۱۱۲-۴ - اولویت اول تا سوم پیشنهادی توسط تکنیک های انتخاب روش استخراج.....
- ۱۲۸-۱-۵ - ارزیابی کیفیت ژئومکانیکی توده سنگ براساس Q.....
- ۱۲۸-۲-۵ - ضریب نگهداری تونل (ESR) برای حفاریهای مختلف.....
- ۱۴۲-۳-۵ - مشخصات چاههای دسترسی به کانسار مس قلعه زری.....
- ۱۴۴-۴-۵ - طول تونلهای اصلی دنبال رگه در طبقات مختلف.....
- ۱۵۰-۵-۵ - رابطه مقادیر R و C در حالت $L=40m$
- ۱۵۱-۶-۵ - ارتباط بین ϵ و C با فرض R های ثابت.....
- ۱۶۲-۱-۶ - هزینه کارگری روشهای مختلف استخراج.....
- ۱۶۲-۲-۶ - مقدار تولید تقریبی برای هر نفر در روشهای مختلف استخراج.....
- ۱۶۴-۳-۶ - مقدار تولید تقریبی به ازای هر متر چال در روشهای مختلف.....
- ۱۶۸-۴-۶ - مقدار مصرف تقریبی مواد منفجره در روشهای مختلف استخراج.....
- ۱۶۹-۵-۶ - عمق متوسط چالهای آتشیاری در روشهای مختلف.....

فصل اول:

مقدمه

۱-۱- مقدمه

مس بعنوان اولین فلزی که توسط بشر کشف و بکار گرفته شد، اینک جایگاه بسیار مهمی در صنعت و اقتصاد کشورها به خود اختصاص داده است. بر طبق گزارشات موجود اولین معدن مسی که در ایران مورد استفاده قرار گرفته، معدن مس تالمسی در منطقه انارک می باشد که سابقه بهره برداری از آن به ۵۰۰۰ سال قبل از میلاد مسیح می رسد. قدمت کارهای شدادی انجام شده در کانسارهای مختلف مس ایران زمین، مبین پیشتاز بودن نیاکان سختکوش ما در توسعه تمدن بشری می باشد.

معدن مس قلعه زری در ۱۸۰ کیلومتری جنوب غرب شهرستان بیرجند واقع شده است. این معدن تنها معدن مس رگه ای ایران می باشد که به علت عیار بالای مس، طلا و نقره از اهمیت خاصی برخوردار است و هم اکنون به روش انباره ای استخراج می شود. ذخیره مزبور از ادوار گذشته در منطقه شناخته شده و آثار حفاریهای قدیم در امتداد رگه های پر عیار قابل مشاهده می باشد. این حفاریها تا اعماق زیاد ادامه داشته بطوریکه آثار این حفاریها گاهی در اعماق حدود ۱۳۰ متر نیز دیده شده است. بعلاوه آثار ذوب مس (سرباره) نیز در جوار رگه ها به چشم می خورد که نشانگر ذوب و استحصال مس از قدیم الایام در این منطقه می باشد.

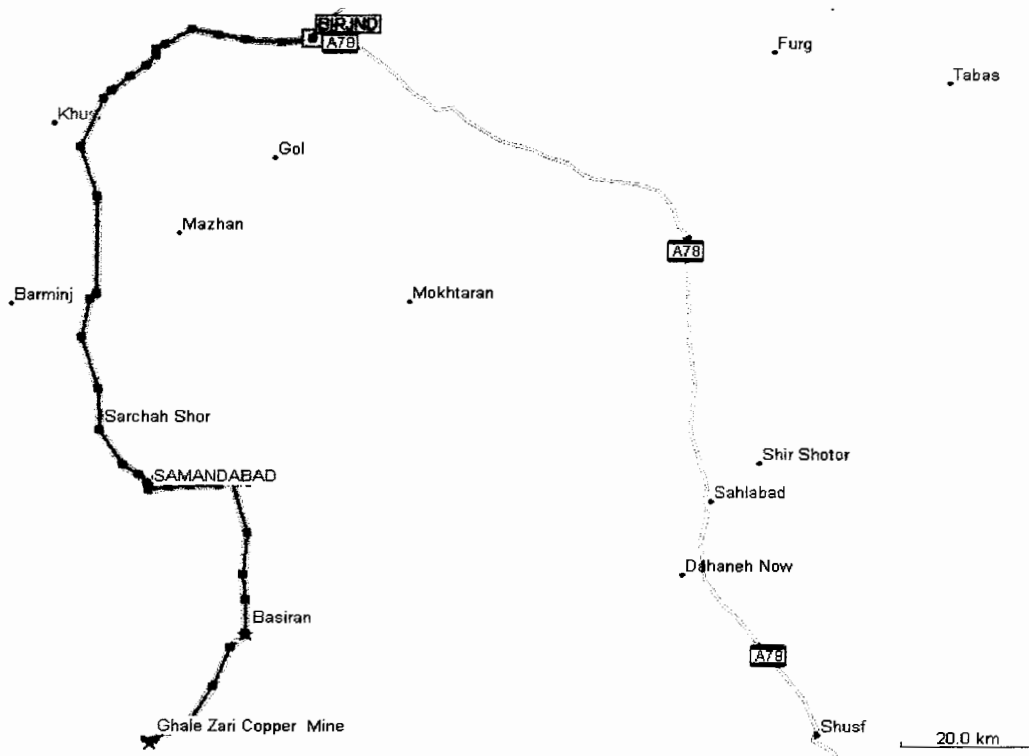
ساخت کانسار بصورت رگه هایی است که در امتداد شکستگیهای موجود در منطقه شکل گرفته اند و کنتاکت کانسار با سنگ درونگیر بصورت ناگهانی می باشد. سنگهای در بر گیرنده کانسار توفهای آندزیتی با سن ائوسن - الیگوسن و توده های اطراف معدن از نوع آندزیتی - بازالتی می باشد. عرض منطقه کانی سازی بین ۶/۵ تا ۷ متر است. عیار مس بین ۰/۵ تا ۸ درصد، طلا ۰/۵ تا ۱۵ گرم در تن و نقره ۲۰ تا ۶۰۰ گرم در تن گزارش شده است. مجموع میزان ذخیره برداشت شده و باقیمانده در حدود ۱۰ میلیون تن برآورد می شود. در این حالت لازم است تا براساس آخرین اطلاعات موجود روش استخراج این کانسار مورد بررسی و مطالعه قرار گیرد. توجه دقیق برای انتخاب روش استخراج را می توان به این دلیل دانست که در صورت انتخاب روش استخراج نامناسب علاوه بر صرف هزینه بسیار بالا که گاهی جبران ناپذیر است، در مواردی تغییر روش استخراج ممکن و عملی نمی باشد.

۱-۲- موقعیت جغرافیایی و وضعیت آب و هوایی منطقه

معدن قلعه زری در فاصله ۱۸۰ کیلومتری جنوب غرب بیرجند و در حاشیه شرقی لوت مرکزی ایران واقع شده است. این معدن دارای مختصات ۵۷-۵۸ طول جغرافیایی و ۳۱-۴۸ عرض جغرافیایی بوده و بلندترین نقطه آن ۱۵۳۹ متر از سطح دریا ارتفاع دارد. موقعیت جغرافیایی و مسیر دسترسی معدن در شکل ۱-۱ آمده است. مسیر بیرجند تا روستای سرچاه آسفالت و عملیات زیرسازی مابقی جاده در حال انجام می باشد. روستای قلعه زری در ۲ کیلومتری شمال غرب ناحیه معدن واقع شده و وجه تسمیه قلعه زری بدلیل وجود کانه های پر ارزشی نظیر طلا می باشد، بطوریکه در اغلب منابع علمی زمین شناسی به عنوان کانسار مس- طلا از آن یاد می شود. به دلیل قرارگرفتن منطقه قلعه زری در حاشیه لوت، میزان بارندگی سالیانه بسیار ناچیز بوده و پوشش گیاهی خاصی به جز بوته های پراکنده خار و گز وجود ندارد و از این رو منطقه از لحاظ کشاورزی نامناسب می باشد. تغییرات دما در فصول مختلف سال و همچنین اوقات شبانه روز زیاد است، به طوری که در فصل تابستان گرمای فوق العاده زیاد و در فصل زمستان سرمای شدید، شرایط دشواری را برای فعالیت های انسانی و بخصوص معدنکاری فراهم می آورد. حداکثر میزان بارندگی در منطقه ۱۸۳ میلیمتر گزارش شده که با توجه به بارندگی کم و شوره زار بودن خاکهای منطقه، آبهای زیرزمینی نیز شور می باشد بطوریکه آب شرب روستای قلعه زری توسط دستگاههای مجهز که در محل معدن نصب گردیده اند، شیرین می شود [۱].

۱-۳- تاریخچه معدن

معدن قلعه زری از دیرباز با توجه به بیرون زدگی رگه ها و آثار کارهای شدادی شناخته شده و گذشتگان کارهای زیادی در حد توان خود در این محدوده انجام داده اند. سابقه کاوشهای معدنی در این منطقه براساس اطلاعات باستان شناسی بدست آمده، بالغ بر ۸۰۰ سال قبل می باشد. کارهای شدادی بسیار پراکنده که بعضاً چندین کیلومتر طول و چند ده متر عمق دارند، گواهی بر تلاش وصف ناپذیر پیشینیان ما در جهت دست یابی به مواد معدنی و مهارت آنها در استخراج معادن با روشهای ابتدایی می باشد (پیوست الف).



شکل ۱-۱- مسیر دسترسی به معدن مس قلعه زری [۱]

قلعه نسبتاً بزرگ و باستانی منطقه که در اطراف آن سرباره های ذوب مشاهده می شود، حکایت از وجود نوعی کارگاههای استحصال مواد معدنی در مجاورت معدن دارد.

در سال ۱۳۴۵ معدنکاران شرکت لوت که معادن فعالی همچون معدن ازبک کوه، تکنار، زاباد و غیره را استخراج می کردند، جهت پیدا کردن معادن جدید گروهی را به نام کوه گرد (افراد معدن یاب) به مناطق مختلف کشور می فرستادند تا با تحقیق در مورد معادن شناخته شده و متروکه و در نتیجه نمونه گیری از آنها، گزارش را به دفتر مرکزی شرکت ارائه نمایند که در نتیجه سنگ محدوده قلعه زری نتیجه مطلوب می دهد و عملیات اکتشاف را در سال ۱۳۴۸ شرکت لوت آغاز می نماید. لیکن به دلیل وسعت زیاد معدن و سرمایه گذاری لازم با شرکت های خارجی مذاکره می شود و پس از حفر حدود ۲۲ حلقه چال حفاری در سال ۱۳۵۱ با شرکت های ژاپنی به توافق رسیده و با واگذاری ۳۳ درصد سهام به ایشان، قرارداد طراحی و نصب ماشین آلات معدن منعقد می گردد. بعدها فعالیتهای معدنکاری تحت عنوان شرکت میناکان ادامه یافته تا اینکه در سال ۱۳۷۱ سهم طرف ژاپن خریداری

می شود. در سال ۱۳۸۰ شرکت اولنگ کرمان به مدت کوتاهی مدیریت معدن را بر عهده می گیرد ولی در حال حاضر مجدداً فعالیت معدنی شرکت میناکان با مشارکت بخش خصوصی و شرکت ملی صنایع مس ایران در حال انجام است.

در حال حاضر پرسنل این معدن حدود ۵۰۰ نفر و کل جمعیت آن حدود ۳۵۰۰ نفر می باشد که از طریق کار در معدن امرار معاش می نمایند. مهمترین امکانات رفاهی موجود در معدن شامل آب لوله کشی، برق، تلفن، دبستان، مدرسه راهنمایی، بهداری، کلینیک دندانپزشکی، خانه بهداشت و ... بوده که آب و برق به صورت رایگان و خانه های مسکونی نیز متعلق به شرکت می باشند.

۱-۴- سابقه مطالعات انجام شده در معدن قلعه زری

قدیمی ترین اطلاعات زمین شناسی موجود در این منطقه کارهای پتروگرافی انجام شده توسط آقای اسکولند^۱ بر روی نمونه های سنگی جمع آوری شده از مناطق نایبند، بصیران و نه می باشد [۱]. سابقه مطالعات زمین شناسی و معدنی قلعه زری به شروع فعالیت شرکتهای ژاپنی مربوط می شود. کارشناسان شرکت نیتسو ژاپن در سال ۱۹۶۹ مطالعات اکتشافی خود را به منظور فراهم نمودن زمینه های استخراج کانسار آغاز کردند که سرانجام در سال ۱۹۷۱ منجر به بهره برداری از کانسار گردید. آنچه امروزه از این مطالعات در بایگانی شرکت میناکان موجود است، بیشتر شامل نقشه های استخراجی، تخمین و ارزیابی ذخیره در منطقه اصلی کانسار و نقشه ۱/۵۰۰۰ زمین شناسی از منطقه اصلی مورد بهره برداری می باشد که متأسفانه بعضاً به دلیل ناقص بودن مورد استفاده قرار نمی گیرد (پیوست الف).

مطالعات مدونی که در حال حاضر در مورد این معدن وجود دارد به قرار ذیل می باشند:

- آقای دکتر صدقیانی اول، در سال ۱۹۷۶ نتیجه مطالعات خود را تحت عنوان بررسی کانی زایی معدن قلعه زری براساس مطالعه سیالات درگیر برای اخذ درجه دکترا از دانشگاه نانس فرانسه در قالب پایان نامه تحصیلی ارائه کرده اند [۲].

- توسط آقای دکتر کریم پور نیز پاراژنز، ژئوشیمی، سیالات درگیر و ایزوتوپ های مختلف در این کانسار مورد مطالعه دقیق قرار گرفته است [۳].

1 -Asklund

- آقای دیمه ور نیز در سال ۱۳۷۴ مطالعات جامعی در خصوص زمین شناسی، کانی شناسی، ژئوشیمی و ژنز کانسار مس قلعه زری جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد از دانشگاه تربیت مدرس به انجام رسانده اند [۴].

مطالعه مدون و خاص دیگری در مورد این معدن صورت نگرفته و مطالعات انجام شده نیز همانگونه که از عناوین آنها پیداست، بیشتر براساس اطلاعات ناشی از مطالعه سیالات درگیر استوار است که در جای خود و در تفسیر ژنتیکی کانسار بسیار حائز اهمیت می باشند.

۱-۵- هدف پایان نامه

براساس تحقیقات به عمل آمده تا کنون مطالعات جامع و درستی بر روی قسمت های مختلف طرح استخراج کانسار مس قلعه زری صورت نگرفته و طراحی و الگوهای استخراج بکار برده شده در این معدن بیشتر به صورت تجربی می باشد.

در این پروژه سعی شده است تا با جمع آوری اطلاعات اکتشافی، ژئو مکانیکی و اقتصادی موجود از معدن، منطقه و معادن مشابه و نیز معرفی تکنیکهای کیفی، کمی و منطق فازی جهت انتخاب روش استخراج، مناسبترین روش جهت بهره برداری از این کانسار شناسایی و در نهایت ابعاد کارگاههای استخراج محاسبه گردد.

۱-۶- سازماندهی پایان نامه

این پایان نامه در ۷ فصل تهیه و تنظیم شده که در فصل اول مقدمه، موقعیت جغرافیایی منطقه و اهداف پایان نامه آورده شده است.

در فصل دوم اطلاعاتی در خصوص زمین شناسی و کارهای اکتشافی انجام شده در منطقه ارائه شده است.

در فصل سوم تکنیک های کیفی، کمی و تحلیلی انتخاب روش استخراج به تفصیل مورد بحث قرار گرفته است.

در فصل چهارم بر اساس تکنیک های ارائه شده در فصل سوم، مناسب ترین روش استخراج برای کانسار مس قلعه زری پیشنهاد شده است.

در فصل پنجم به طراحی کارگاه های استخراج بر اساس روش های مربوطه پرداخته شده است.

در فصل ششم هزینه های عملیاتی و درآمد حاصل از هر تن کانسار استخراج شده از کارگاه به روش انباره ای محاسبه شده و در فصل هفتم به نتیجه گیری و ارائه پیشنهادات پرداخته شده است.

فصل دوم:

زمین شناسی و کارهای اکتشافی
انجام شده

۲-۱- زمین شناسی

۲-۱-۱- زمین شناسی منطقه لوت

از دیدگاه زمین ساختی ناحیه شرقی ایران مرکزی را می توان به دو بخش تقسیم نمود. بخش غربی که بلوک لوت خوانده می شود و بخش شرقی که شدیداً چین خورده بوده و تحت عنوان رشته کوههای شرق ایران از آن یاد می شود [۵].

بلوک لوت منطقه ای است کشیده با روند شمالی- جنوبی که از فرورفتگی جازموریان در جنوب تا گناباد در شمال به طول بیش از ۸۰۰ کیلومتر و عرض متوسط ۲۵۰-۲۰۰ کیلومتر ادامه دارد. مرز شرقی منطقه لوت گسل نهبندان و مرز غربی آن را گسل نای بند تشکیل می دهد. این منطقه ساختاری در شمال توسط گسل بزرگ کویر (درونه) و در جنوب نیز بوسیله فرورفتگی جازموریان محدود می شود (پیوست الف).

اشتوکلین و همکارانش بر اساس مشاهداتشان در مورد رشته کوههای شتری در ناحیه طبس- فردوس که ساختارهای چین و گسل فراوان و پیچیده داشته و از طرفی وجود ساختارهای تکتونیکی ساده در دشت مجاور این رشته کوهها نظریه پایدار بودن بلوک لوت را عنوان می کنند. براساس نظر نامبرده مقاومت این بلوک در برابر سخت شدگی واحد های چینه ای قبل از ژوراسیک بوسیله چین خوردگی شدید در تریاس پایانی که در رشته کوههای شتری بوسیله ناپیوستگی موجود در قاعده ژوراسیک نشان داده می شود، صورت پذیرفته است. از طرف دیگر هیوکریدی^۱ چین خوردگی پایان کامبرین را دلیل احتمالی این سخت شدگی در نظر می گیرد. به اعتقاد اشتو کلین بلوک طبس نیز جزئی از بلوک لوت است که توسط گسل نایبند و کوههای شتری از آن جدا افتاده است [۴].

تکین^۲ ایده تکتونیک صفحه ای را برای شرح زمین شناسی ایران مورد توجه قرار داده و در مورد شرق ایران می گوید که یک قاره کوچک در مرکز و قسمت شرقی ایران مرکزی در طی مزوزوئیک وجود داشته که توسط حوضه های اقیانوسی باریک نوع دریای سرخ در بر گرفته شده بود و مجموعه های آمیزه رنگی - افیولیتی بر جای مانده از این اقیانوسها در اطراف ایران مرکزی و شرق آن گواهی بر این امر می باشد [۶].

1 - huckriede

2 - Takin

نوروزی پیشنهاد کرد که براساس مدل تکتونیک صفحه ای، بلوک لوت به سمت شمال شرق در حرکت می باشد اما براساس تصاویر ماهواره ای ERTS_A,B مشخص گردید که ناحیه لوت به سمت جنوب و در طول کشیدگی جنوبی گسل نایبند حرکت می کند. حرکت رشته کوه بارز در طول گسل نایبند به سمت راست کاملاً مشخص است [۵].

هوشمند زاده عنوان می کند که در حاشیه شرقی بلوک لوت یعنی جایی که دگرگونی های ده سلم وجود دارند، فقط احتمال حضور سنگ های پرکامبرین می رود و مقاوم بودن بلوک لوت را نیز تأیید می کند [۵].

بربریان براساس اطلاعات زمین شناسی و لرزه نگاری شواهدی ارائه کرد که مقاوم بودن بلوک لوت را زیر سؤال برد [۶]. اهم این شواهد به صورت ذیل ارائه شده اند:

- چین خوردگی رسوبات پالئوزوئیک در ناحیه لوت.
 - وجود سنگهای پالئوزوئیک از نوع سنگهای رشته کوه شتری در ناحیه لوت مبین این مدعا است که کوههای شتری و ناحیه لوت در طی پالئوزوئیک توسط دریای واحدی در بر گرفته شده بودند.
 - وجود دو فاز دگرگونی و ماگماتیسم درموزوئیک لوت دلیلی بر پویایی و فعالیت ناحیه لوت در طی موزوئیک می باشند.
 - فعالیت های آتشفشانی در طی ترشیاری و کواترنری در لوت گسترش داشته است.
 - جابجایی های بسیار بزرگ اخیر که سراسر لوت را در بر می گیرد.
 - بروز زمین لرزه های مخرب و گسله های فعال جدید (مانند گیو، دشت بیاض و ...)
- در منطقه بلوک لوت که توسط چهار گسل تقریباً موازی به یک بلوک شباهت پیدا کرده است سربهای مواد ولکانیکی مشاهده شده است که در آن کانی سازی به حد نسبتاً زیادی رسیده است. این کانی ها معمولاً کانسارهای فلزی نظیر مس، سرب، روی، کرومیت، منگنز و چند فلز دیگر است. مس در این منطقه و در محیطهای مختلف تشکیلات زمین شناسی یافت می شود که بشرح مختصر آنها می پردازیم [۷]:

الف - کانسارهای موجود در سنگ های ولکانیت دوران سوم زمین شناسی پالئوسن که سنگ های آن عبارتند از داسیت، آندزیت و ندرتاً تراکی بازالت. کانسارهای این گروه به شکل رگه ای

از نوع هیدرو ترمال هستند که طول رگه ها از چند متر تا ۱۰۰ متر می رسد. ابعاد عمومی این رگه ها نسبتاً کوچک ولی از نظر عیار تقریباً از درصد بالایی برخوردار می باشند. عیار معمولی مس در آنها بین ۲ تا ۷ درصد متغیر است ولی بطور استثنایی تا ۱۵٪ مس هم دیده شده است.

ب - نوع دوم کانسارهای منطقه بلوک لوت در سنگ های دیاباز و به طور مشخص در سنگ های اولترا بازیک نظیر دونیت ها و سرپانتین ها دیده می شود. ابعاد عمومی این کانسارها مثل نوع اول کوچک و عیار مس در آنها ۶٪ است. کانسارهای این گروه مالاکیت، آزوریت، کریزوکلا، کالکوپیریت، پیریت و کالکوزین هستند. این کانسارها با توجه به ابعاد از نظر اقتصادی قابل توجه نیستند.

ج - این نوع کانسارها در سنگ های گرانیتی و دیوریتی همراه با دایک های سیلیسی - پگماتیتی دیده می شوند. نمونه مشخص از این نوع کانسارها در کنار ده سلم یکی از دهات نزدیک معدن موجود می باشد که عیار مس آن از ۱ تا ۹٪ متغیر است. معدن مس قلعه زری از نوع کانسارهای تیپ الف می باشد.

۲-۱-۲- زمین شناسی محدوده کانسار

بطور کلی زمین شناسی منطقه از لحاظ مراحل تکامل و زمان تشکیل به دوران سوم و آن هم اوایل این دوران یعنی ائوسن - الیگوسن مربوط می باشد که بین ۲۷ تا ۵۳ میلیون سال قبل به وقوع پیوسته و مربوط به فعالیت فاز کوهزایی آلپین می باشد. جوان ترین تشکیلات منطقه مربوط به آبرفتهای دوران چهارم است که در مسیر رودخانه های فصلی ناحیه رسوبگذاری شده اند [۸]. منطقه اطراف کانسار قلعه زری توسط ولکانیک های وسیعی پوشیده شده که در امتداد حاشیه جنوبی، توده این سنگها مستقیماً روی نهشته های ژوراسیک قرار گرفته اند و در نقاطی دگرگونی های مجاورتی قابل توجهی نیز به چشم می خورد. جنوب و غرب قلعه زری ناحیه ای است که ولکانیکهای آن اکثراً از گدازه های روان آندزیتی تشکیل شده و در بعضی موارد به نظر می رسد که بطور دگرشیب با آتشفشانهای زیرین قرار گرفته اند. رخنمونهای سیلیسی که به صورت چرتی هستند نتیجه فعالیت گرمایی آتشفشانی بوده و گسترش نسبتاً زیادی در منطقه دارند [۸].

توفهای منطقه معمولاً از نظر شیمیایی حدواسط به شمار می روند ولی در بعضی موارد این پیروکلاستیکها نسبتاً فلسیک بوده و محتوی دسته های کوارتز و ارتوکلانند. با توجه به عدم وجود اطلاعات فسیل شناسی و تعیین سن رادیومتریکی، سن ائوسن - الیگوسن برای این آتشفشانها در نظر گرفته شده است [۴].

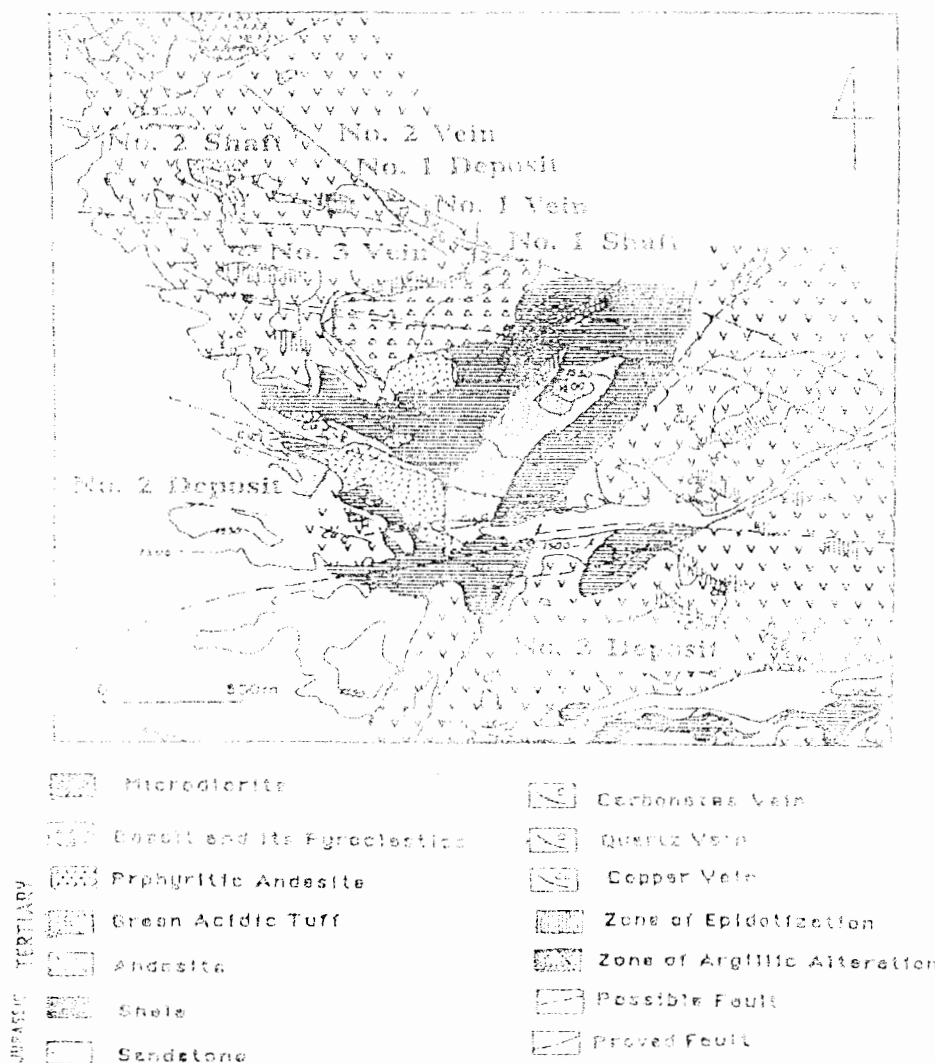
در این ناحیه علاوه بر سنگهای آتشفشانی، سنگهای آذرین نفوذی نیز وجود دارند که سنی از اوایل تا اواخر ژوراسیک را دارا می باشند.

قدیمی ترین واحد های سنگی که در منطقه رخنمون دارند شیل و ماسه سنگهای ژوراسیک هستند. این واحد در جنوب شرق رگه های اصلی واقع شده است. در ارتفاعات دم روباه (شرق روستای قلعه زری)، کنگلومرای قرمز رنگ کرتاسه فوقانی به صورت ناپیوسته روی شیل و ماسه سنگهای ژوراسیک قرار دارد [۴]. روی کنگلومرا آهک ماسه ای به ضخامت ۲۰۰ متر قرار گرفته که بر اساس نوع فسیلها به کرتاسه فوقانی تعلق دارد. در جنوب ارتفاعات دم روباه، آهک توده ای کرم رنگ با ضخامت ۱۳۰ متر و با سن پالئوسن قرار دارد. فعالیت های آتشفشانی در این منطقه بعد از پالئوسن شروع و در چند مرحله تکرار شده است. انواع سنگهای پیروکلاستیکی و گدازه در این منطقه شناسایی شده اند (شکل ۱-۲).

پترولوژی سنگهای آتشفشانی منطقه توسط صدقیانی [۲]، دیمه ور [۴] و ترکیان [۹] مطالعه شده است. ترکیب غالب سنگها آندزیت تا آندزیت بازالتی است و بطور محدود ترکیب داسیتی گزارش شده است. فعالیت های جوانتر عموماً از نوع بازالتی اند. آندزیت و آندزیت های بازالتی از نوع کالک آلکالن تا کالک آلکالن غنی از پتاسیم هستند. بازالت های جوان از نوع تولئیت اند و محیط زمین ساختی آنها کمربند آتشفشانی منطقه فرورانش است [۴].

سن سنگهای آتشفشانی محدوده غربی کانسار قلعه زری به روش $40/5 \text{ k-Ar} + 2$ میلیون سال گزارش شده است [۹].

توده های نفوذی با فاصله از کانسار قلعه زری شامل توده های نفوذی شاه کوه است. رخنمون بسیار محدود میکرودیوریتی در منطقه کانی سازی گزارش شده است.



شکل ۱-۲- نقشه زمین شناسی کانسار قلعه زری [۱۰]

درزه ها و گسله های منطقه دارای سه روند زیرند [۴]:

الف- روند شمال غرب- جنوب شرق

ب - روند شمال شرق- جنوب غرب

ج - روند شمالی- جنوبی

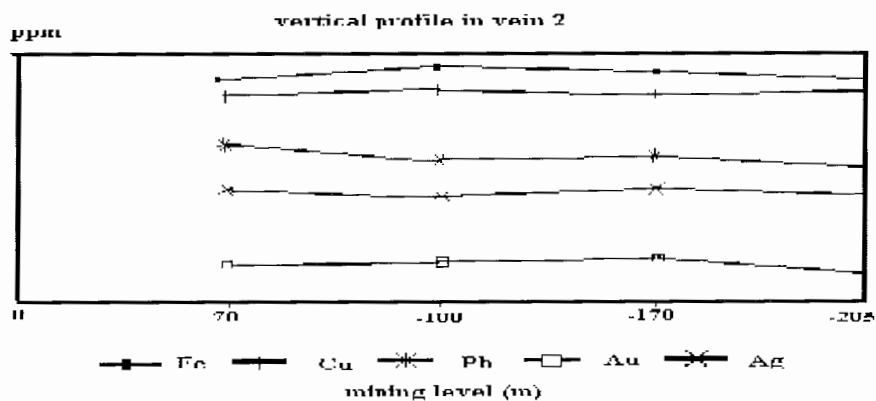
روند شمال غرب- جنوب شرق قدیمتر و بخش اعظم کانی سازی مس- نقره در این ساختارها تشکیل شده است.

۲-۲- نحوه تشکیل کانسار مس قلعه زری

با توجه به نتایج حاصل از مطالعات ژئوشیمی و کانی شناسی و همچنین ژئومتری رگه ای کانسار مس قلعه زری و دگرسانیهای همراه آن می توان این کانسار را حاصل فعالیت سیال گرمابی دانست که در داخل شکستگیهای منطقه وارد شده و ضمن برقراری تبادل حرارتی و شیمیایی با سنگهای درونگیر باعث ایجاد دگرسانی شده، در مجاری موجود و فضاهاهی خالی ناشی از فعالیت تکنونیک برشی منطقه عمل کانه سازی را انجام داده است. سیال مذکور در طی صعود خود به دلیل ناپایداری کمپلکس های مختلف حمل کننده یونهای فلزی و تغییرات زیاد شیمیایی که در آن بوجود آمده، این عناصر را در فازهای اکسیدی و سولفیدی بر جای گذاشته است [۴].

ترکیب شیمیایی سیال در طی مراحل مختلف صعود تغییر کرده است، به این معنا که در ابتدا با توجه به پارائنز کانسار، فازهای سولفیدی و اکسیدی آهن (پیریت و هماتیت) با همدیگر در تعادل بوده و همراه هم دیده می شوند ولی در اثر افزایش فوگاسیته اکسیژن فاز اکسیدی آهن حضور بیشتری نشان می دهد و از این پس هماتیت و کالکوپیریت از نظر حجمی در کانسار غلبه می یابد [۴].

در مورد عنصر طلا با توجه به تجزیه های که در مناطق مختلف رگه های معدنی توسط شرکت نیتستو ژاپن انجام شده و وفور شکستگی هایی با روند تقریباً شمالی- جنوبی در منطقه قلعه زری که بعضاً توسط رگه های ضخیم سیلیس پر شده اند، به نظر می رسد با توجه به الگوی پراکندگی طلا که در طول رگه در مناطق بخصوصی با عیار بالا حضور دارد و از طرفی عدم انطباق ژئوشیمیایی آن با سایر عناصر کانه ای (شکل ۲-۲)، طلا در اثر فعالیت سیال دیگری که قاعدتاً با تأخیر نسبت به فاز اصلی کانی زایی حضور یافته، تشکیل شده است.



شکل ۲-۲- پراکندگی عناصر مختلف کانسار در افقهای معدنی قلعه زری [۴]

در مورد منشأ فلزات و سولفور با توجه به پروفیل ژئوشیمیایی عمود بر رگه (مقطع C-C) در منطقه ای دور از معدن که تقریباً دگرسانی کمتری را متحمل شده، به نظر می رسد سنگ درونگیر نقش چندانی در تأمین عناصر کانساری نداشته باشد، مگر این که در پی سنگ وضعیت متفاوت باشد که اثبات این امر مستلزم انجام کارهای ایزوتوپی دقیق می باشد (جدول ۱-۲).

جدول ۱-۲- فراوانی عناصر Zn-Fe-Pb-Cu در امتداد مقطع C-C [۴]

شماره نمونه	PPM Cu	% Cu	PPM Zn	PPM Pb	% Fe	نام واحد سنگی
C-C-۱	۲۱۵	-	۱۰۵	۱۸	۶/۳۵	آندزیت پورفیری
۲	۲۴	-	۵۲	۵۲	۱/۷۱	آندزیت
۳	۳۵	-	۷۴	۵۸	۴/۶۰	تناوب توف اسید و بازی
۴	۲۴	-	۸۳	۱۶	۱۱/۵	توف اسیدی (۵ متری رگه)
۵	۲۶	-	۵۷	۱۴	۱/۸۸	توف اسیدی (۱/۵ متری رگه)
۶	-	۳/۶۴ %	۲۵۶	۲۸۲	۱۶/۷۶	رگه معدنی
۷	۸۵	-	۱۰۴	۸۸	۵/۱۶	توف اسیدی

قدر مسلم اینکه با توجه به میزان بالای آهن سنگهای منطقه قلعه زری و حالتهای اکسید آن شاید بتوان آن را یکی از بافرهای مهمی که باعث تغییر شرایط سیال و نتیجتاً تشدید شرایط کانه زایی موجود (هماتیت - کالکوپیریت) گردیده، دانست. از طرفی وفور دگرسانی براته (تورمالین زایی) و حضور دگرسانی های حرارت با لا در منطقه قلعه زری مبین این مطلب است که در قسمت های زیرین کانسار قلعه زرین توده نفوذی با ترکیب تقریباً اسید (گرانیت - گرانودیوریت) حضور داشته و سیالات ناشی از آن که از نظر ماهیت با سیال اصلی و کانه ساز متفاوت می باشد، باعث ایجاد دگرسانی های متفاوت و کانه زایی شده اند.

این مطلب هنگامی بهتر درک خواهد شد که به نقشه های زمین شناسی منطقه توجه شود بطوری که در مناطق مجاور قلعه زری آثار و رخنمونهای توده های نفوذی گرانیتی - گرانودیوریتی با سن اواخر پالئوسن دیده می شود که احتمالاً یکی از همین توده ها در اعماق منطقه قلعه زری باعث

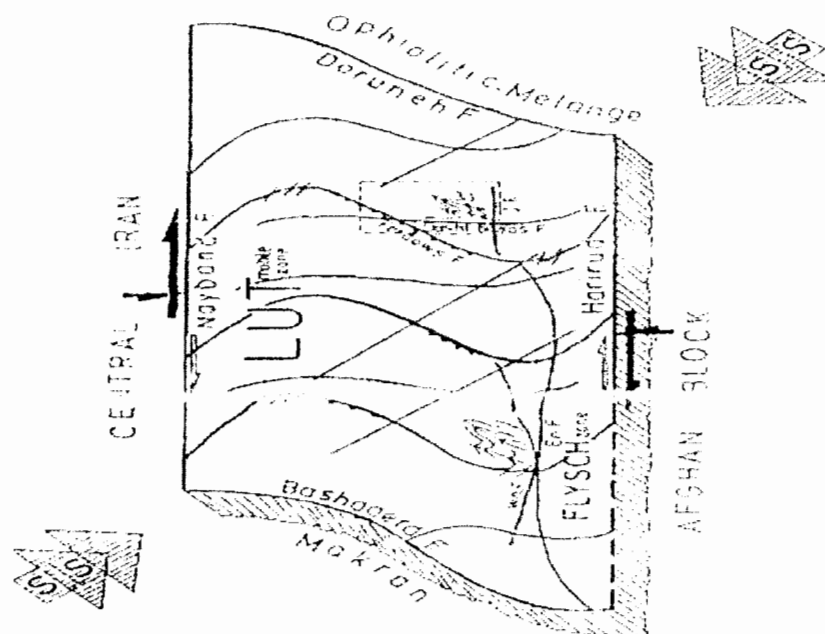
رخدادهای کانه زایی گردیده است (پیوست الف). شکل ۲-۳ مدل پیشنهادی آقای دیمه و بر همین اساس می باشد.



شکل ۲-۳- مدل ژنتیکی پیشنهادی برای کانسار مس قلعه زری بیرجند [۴]

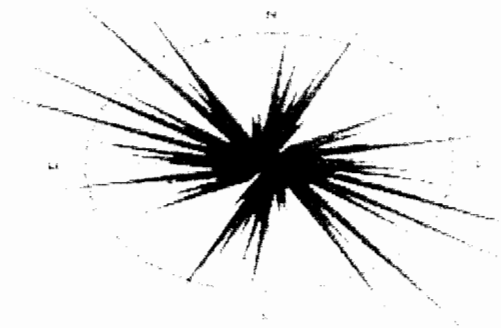
۲-۳- وضعیت درزه و گسله ها در محدوده معدنی قلعه زری

ایران مرکزی تحت تأثیر فشار ناشی از برخورد صفحه عربی با آن به سمت شمال شرق^۱ متحمل تنش شده است. این تنش که از مائستریشین تا حال حاضر به طور مداوم ادامه داشته تأثیرات عمده ای در تکوین زمین شناسی ایران در طی سنوزوئیک داشته است. گسله های امتدادی و راست گرد نهبندان و نایبند که مرزهای شرقی و غربی ناحیه بلوک لوت را تشکیل می دهد، بر اثر اعمال این تنش فعال گردیده و ناحیه لوت را به صورت یک پهنه برشی بزرگ درآورده اند که جهت ماکزیمم تنش وارده بر آن دارای امتداد N45-55E می باشد. همانگونه که در شکل ۲-۴ مشاهده می گردد در اثر این سیستم برشی کششهای عمدتاً باروند شمال غرب - جنوب شرق به وقوع پیوسته که محل خروج ماگمای میانه با ماهیت کالکوالکالن در طول ائوسن و به خصوص فاصله زمانی بین ائوسن - الیگوسن بوده است [۱۱۹].

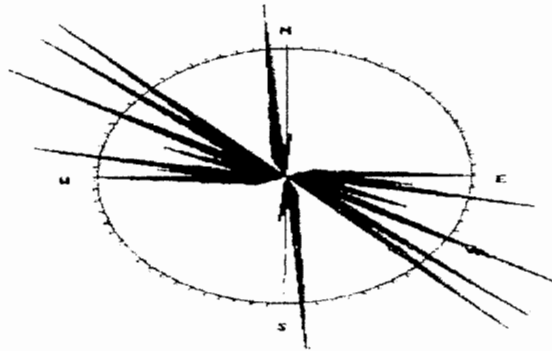


شکل ۲-۴- مدل تکتونیکی برشی و ساختارهای مختلف ناشی از آن در ناحیه لوت [۱۱]

در منطقه قلعه زری امتداد زون برشی اصلی در محدوده $N50-60W$ قرار می گیرد و همانگونه که در دیاگرام های گل سرخی مشاهده می شود با امتداد رگه های اصلی معدنی مطابقت نشان می دهد (اشکال ۲-۵ و ۲-۶). در محدوده معدنی قلعه زری درزه های فراوان باعث خرد شدگی شدید سنگ ها گردیده اند و همین امر سبب شده تا سیالات گرمایی بتوانند باعث دگرسانی گسترده در این منطقه بشوند [۴].



شکل ۲-۵- دیاگرام گل سرخی شکستگیهای منطقه معدنی قلعه زری [۴]



شکل ۲-۶- دیاگرام گل سرخی شکستگیهای کانه دار و رگه های معدنی در قلعه زری [۴]

گسله های منطقه معدنی را به طور کلی می توان در سه دسته قرار داد :

الف) گسله هایی با روند شمال غرب - جنوب شرق

ب) گسله هایی با امتداد شمال شرق - جنوب غرب

ج) گسله هایی با امتداد شمالی - جنوبی

براساس مشاهدات صحرایی و عکس های هوایی، گسله های دسته (الف) که عمدتاً رگه های معدنی در همین امتداد قرار دارد، از همه قدیمی تر و گسله های دسته (ج) از همه جوان تر بوده و باعث انقطاع در امتداد رگه ها و جابه جایی های آنها به صورت راستگرد گردیده اند. نکته قابل توجه اینکه گسله های دسته (ب) و (ج)، شکستگیهای ثانویه زون اصلی برشی با امتداد شمال غرب - جنوب شرق می باشند و از لحاظ سنی تفاوت چندانی با آن ندارند [۴].

در منطقه معدنی قلعه زری گسله های ثانوی باعث خرد شدن رگه ها شده و در امتداد اغلب آنها سیلیسی شدن به خوبی قابل رؤیت است. به نظر می رسد با توجه به ماهیت شکننده سنگهای آتشفشانی (آندزیتی) منطقه و اعمال تنش، شکستگی های اولیه در سنگها بوجود آمده باشند، در ادامه تنش و در اثر تأثیر متقابل زون های برشی بر همدیگر فضا های خالی فراهم آمده اند و در مرحله بعدی نفوذ سیالات کانه دار باعث کانه زایی گردیده که وجود بافتهای پرکننده فضای خالی خود مبین این امر است. همچنین حرکات تکتونیکی ثانویه باعث برشی شدن سنگهای درونگیر شده که سیمان آن را مواد معدنی (به خصوص هماتیت) تشکیل می دهند.

شکستگی های منطقه قلعه زری به طور کلی در سه روند جای می گیرند. روند اصلی و کانه دار دارای امتداد شمال غرب- جنوب شرق است. روند شمالی- جنوبی و شمال شرق- جنوب غرب از فراوانی کمتری برخوردار بوده و شکستگیهای اصلی روند شمال غرب - جنوب شرق را قطع کرده اند و بعضاً باعث بهم ریختگی شدید رگه ها و در نتیجه مشکلات فراوانی را در مراحل استخراج بوجود می آورند. همانگونه که مشاهده می شود روند اصلی رگه های معدنی شمال غرب - جنوب شرق می باشد و در بعضی مناطق شکستگی های شمالی جنوبی نیز دارای کانه هستند. لازم به ذکر است که روند اخیر عمدتاً با پرشدگی توسط سیلیس و برشی شدن شدید همراه می باشد.

۴-۲- وضعیت رگه های معدنی

کانسار قلعه زری از نوع رگه ای است. بهره برداری از سه رگه شماره ۲، ۱ و ۳ در اعماق بیش از ۲۰۰ متری در حال انجام است. طول رگه ۲ بیش از ۲ کیلومتر است و بهره برداری در طول کمتر از ۲ کیلومتر انجام شده است. طول رگه ۱، ۶۵۰ متر و طول رگه ۳ کمتر از ۵۰۰ متر است. عرض رگه ها بین ۵/۰ تا ۷ متر تغییر می کند. در محل تلاقی گسلها و زونهای باز شدگی، عرض رگه ها بیشتر می شود. سه رگه مهم که در آن بهره برداری انجام می شود، دارای امتداد شمال غرب- جنوب شرق بوده و شیب آنها بیش از ۸۰ درجه و به سمت شمال شرق است. عیار مس، طلا و سایر عناصر کانسار قلعه زری در رگه های ۲ و ۳ در پخشهایی که در گذشته برداشت می شده در جدول ۲-۲ درج شده است.

جدول ۲-۲- عیار کانسنگ مس قلعه زری [۱۰]

رگه	چاه	عمق	عرض رگه	CU %	AU (ppm)	AG (ppm)
۲	۱	۷۰	۳	۸/۶۹	۰/۳	۲۶۴
۲	۲	۱۰۰	۰/۲۷	۸/۸۲	۸/۷	۶۲۰
۳	۱	۱۰۰	۰/۸۲	۷/۲۹	۱۸۲/۳	۲۵۵

عیار طلا فقط در رگه ۳ بالاست، اما در رگه های ۱ و ۲ عیار آن پایین است. بافت از نوع پر کننده فضای خالی است و حالت‌های لایه ای و شانه ای نیز دیده می شود. بلور های کوارتز نوع شفاف در اندازه های بیش از ۱ سانتی متر یافت می شوند.

بطور کلی منطقه قلعه زری به شش کانسار مجزا تقسیم بندی گردیده است که عبارتند از:

کانسار شماره یک جنوب شرق، کانسار شماره یک، کانسار شماره یک شمال غرب، کانسار شماره دو، کانسار شماره سه، کانسار شماره سه غربی. در کانسارهای فوق الذکر امتداد کلی گسلها غالباً شمال غرب - جنوب شرق می باشد که برخی کانسارها نظیر کانسار شماره ۳ با اندکی تغییر گسلها به حالت شرقی - غربی امتداد یافته اند. شیب رگه ها حدود ۹۰-۸۰ درجه به سمت شمال می باشد.

به دلیل عملکرد فعال تکتونیک، اغلب رگه ها توسط فازهای تکتونیکی تأخیری جا بجا شده اند که این شکستگی های ثانویه خود مجاری مناسبی برای نفوذ آبهای فرو رو و توسعه منطقه اکسیداسیون کانسار شده و در بعضی مناطق کانسنگ را به شدت برشی کرده اند [۸].

عمق رگه ها به درستی مشخص نیست ولی در حال حاضر عملیات استخراجی در اعماق مختلف و از جمله در عمیق ترین آنها یعنی ۲۴۰ متری در حال انجام است. براساس شواهد موجود هر چه از سطح به عمق رگه ها پیش می رویم، ضخامت رگه ها تقلیل می یابد که این واقعیت را می توان با کمی فشار لیتواستاتیک در اعماق کم و افزایش تدریجی آن به سمت پائین که خود باعث تفاوت در میزان بازشدگی و نتیجتاً ضخامت ماده معدنی خواهد شد، توضیح داد.

تقریباً در تمام رگه ها می توان آثار سطح گسل را در طرفین زون کانی سازی مشاهده نمود. به عبارت دیگر کانی سازی مس به زون های برشی محدود می شود.

به طور کلی محدوده کانی سازی به چهار بخش تقسیم می شود که عبارتند از [۸]:

۱- کانسار شماره ۱ که شامل رگه های واقع در بخش شمالی محدوده و محل چاههای شماره یک، دو و سه می باشد.

۲- کانسار شماره دو که شامل رگه های واقع در بخش میانی و محل چاه شماره چهار جدید می باشد.

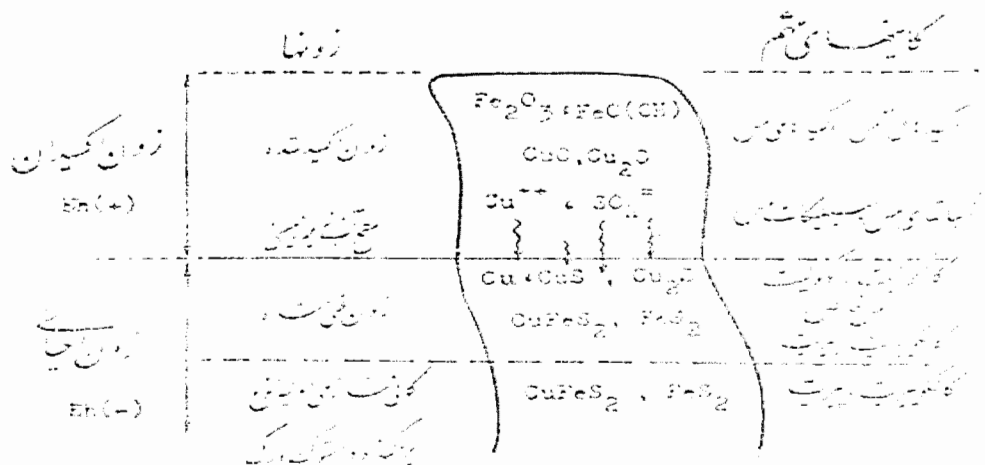
۳- کانسار شماره سه که شامل رگه های واقع در بخش جنوبی محدوده و محل چاه چهار قدیم و رگه های مجاور گورستان می باشد.

۴- کانسار شمال غرب که شامل محل چاه شماره شش و رگه های شمال غرب چاه شماره

شش می باشد.

قبل از شروع بررسی وضعیت رگه های مختلف در کانسار اصلی به زون بندی های عمودی که می تواند در کانسار قلعه زری وجود داشته باشد، اشاره می نمایم.

در این معدن رگه ها در منطقه وسیعی با تبعیت از فضاهای خالی موجود در سنگهای منطقه و در امتداد اصلی شمال غرب- جنوب شرق گسترش دارند. عملکرد نیروهای تکتونیکی و بروز درزه ها و گسلهای فراوان بعد از تشکیل کانسار سبب شده که آبهای جوی تأثیر بسیار چشمگیری بر کانیهای موجود در رگه ها گذاشته و باعث شده منطقه بندی عمودی به صورت تشکیل زونهای اکسیداسیون، سوپرزن و هیپوزن به خوبی ظاهر شود (شکل ۲-۷).



شکل ۲-۷- نمایش نیمرخ زون های اکسیدان و احیایی و کانیهای مهم هر زون در معدن قلعه زری [۸]

به طور کلی مس در منطقه اکسیداسیون این کانسار غالباً در اثر انحلال ترکیبات مس، فقیرتر و منطقه سمناسیون و احیایی بر عکس از نظر عیار مس بسیار غنی می باشد ولی با توجه به وجود ترکیبات آهنی و کربناته در این کانسار مالاکیت و آزوریت تا حدودی ته نشست نموده و مس در چنین شرایطی در منطقه اکسیداسیون تثبیت شده است و همین پدیده ما را در تشخیص تمرکز مس در نقاط مختلف کانسار راهنمایی می کند. وجود کوارتزهای خلل و فرج دار که حفره های آن در اثر شستشوی مس ایجاد شده است و سنگهای سیلیکاته مجاور آن که دارای هماتیت و مقدار

کمی مس می باشد، راهنمایی برای کشف منطقه سمانتاسیون قابل استخراج مس در این کانسار می باشد و با توجه به این که مالاکیت در کانسار قلعه زری با کانیهای گانگ از نوع کربناته تشکیل شده و همچنین سنگ مجاور آن تا حدودی آهکی می باشد، عیار فلز مس در مناطق مختلف کانسار تغییر چندانی نکرده است.

از نظر ترتیب تبلور کانیها در کانسار قلعه زری می توان گفت که هماتیت، کلریت و کوارتز از اولین کانیهای متبلور شده می باشد. در ادامه تبلور، کالکوپیریت و کانیهای حاوی نقره و طلا تشکیل شده و پیریت در دمای پایین تر تشکیل شده است [۳].

دگرسانی غالب منطقه از نوع پروپلیتی بوده و کانیهای سنگها به طور کامل به اپیدوت و کلریت دگرسان شده اند. اپیدوت علاوه بر متن سنگ، در سطح درزه ها و شکستگیها نیز تشکیل شده است. شعاع گسترش منطقه پروپلیتی نسبتاً زیاد بوده و منطقه آرژیلیتی نسبتاً محدود و در اطراف رگه ها تشکیل شده است. منطقه سیلیسی شامل منطقه کانی سازی و بخشی از سنگهای دیواره می باشد.

کانسار شماره یک که در واقع ذخیره اصلی و در حال کار معدن را تشکیل می دهد، شامل سه رگه اصلی حاوی کانی سازی می باشد. رگه های مذکور سیلیسی بوده و حاوی کانیهای کربناته مالاکیت، آزوریت و اکسید آهن در سطح می باشند. رگه های مذکور به نامهای رگه شماره ۱، ۲ و رگه شماره ۳ نامگذاری شده اند. علاوه بر رگه های اصلی، رگه های فرعی نیز در این کانسار موجود می باشد. از جمله رگه فرعی مشهور به آپاندیس که در بعضی اعماق مورد بهره برداری قرار گرفته است، می توان اشاره کرد. اکنون به شرح کامل هر رگه می پردازیم [۸]:

۲-۴-۱- رگه شماره ۱

رگه ای سیلیسی حاوی کانی سازی مس است که دارای امتداد N50-65W و شیب 83NE می باشد. در سطح رگه کانی های اکسید آهن، مالاکیت و آزوریت دیده می شوند و کارهای قدیمی بسیاری به صورت شدادی بر روی آن انجام شده که حکایت از ذخیره و عیار بالای رگه معدنی دارند. این رگه شرقی ترین رگه کانسار شماره یک محسوب شده و در اعماق شیب زیادی به طرف جنوب پیدا نموده و به طرف شمال توسط یک گسل کوچک شمال غرب- جنوب شرق قطع گردیده است.

۲-۴-۲- رگه شماره ۲

رگه ای سیلیسی حاوی کانی سازی مس است که در فاصله حدود ۸۰ متری جنوب غربی رگه یک واقع گردیده است. دارای امتداد شمال غرب- جنوب شرق بوده که در بخش شمال غرب کمی به سمت شمال منحرف شده و دارای امتداد $N35W$ و در بخش جنوبی خمشی به سمت جنوب شرق داشته و دارای امتداد $N75W$ می باشد. شیب رگه زیاد و $75-85NE$ می باشد. کانی سازی در بخش جنوبی رگه بیشتر از منطقه شمالی بوده و به طرف شمال میزان کانی سازی مس کاهش می یابد. طول رگه حدود ۳ کیلومتر و عرض متوسط آن ۲ متر می باشد. در بعضی نقاط عرض ماده معدنی افزایش چشمگیر داشته و به بیش از ۵ متر می رسد. رگه شماره ۲ بهترین رگه کانسار شماره یک و حتی کل کانسار مس قلعه زری می باشد. در طول رگه آثار کارهای قدیمی فراوانی به صورت شدادی انجام گرفته و دگرسانی در اطراف رگه به خوبی مشهود است.

در طول مسیر رگه در سطح کانیهای مالاکیت، آزوریت و اکسید آهن فراوانی یافت می شود. قسمت اعظم رگه شماره ۲ نیز تا عمق ۲۰۰ متری در طبقات مختلف استخراج شده است. ادامه رگه شماره ۲ در سطح زمین در نزدیکی چاه شماره ۶ که در محدوده کانسار شمال غربی حفر شده، دیده می شود. بر روی این رگه کانیهای مالاکیت، آزوریت و هماتیت به وفور یافت می شود و کارهای قدیمی بسیاری به صورت شدادی بر روی آن انجام شده است.

۲-۴-۳- رگه شماره ۳

رگه ای سیلیسی حاوی کانی سازی مس است که در غرب رگه ۲ و فاصله حدود ۷۰ متری و به موازات این رگه واقع شده است و دارای امتداد $N60W$ و شیب $67NE$ می باشد. بر روی سطح رگه آثار کارهای قدیمی فراوانی به صورت شدادی دیده می شود که حاکی از وضعیت خوب رگه می باشد. در سطح رگه کانیهای مالاکیت، آزوریت و اکسید آهن دیده می شود. دارای عرض متوسط ۸۰ سانتیمتر و طول بیش از ۲۰۰ متر می باشد. رگه ۳ کوتاهترین رگه معدنی در کانسار شماره یک می باشد. قسمت اعظم این رگه نیز تا عمق ۲۰۰ متری در طبقات مختلف استخراج شده است. نکته بسیار مهمی که بر اساس شواهد صحرایی در معدن قلعه زری به آن دست می یابیم، تعدد عملکرد گسله های موجود در منطقه معدن می باشد. بطوری که در بسیاری از جاها می توان جابجایی

رگه های کوارتز موجود در زون برشی را مشاهده نمود که خود بیانگر فعالیت گسل ها حتی بعد از کانی سازی بوده است. یکی دیگر از شواهدی که می توان مبنی بر فعالیت گسل ها بعد از کانی سازی به آن استناد نمود وجود کالکوپیریت درون کوارتز به حالت برشی در زون کانی سازی می باشد.

۲-۵- تکتو نیک و ارتباط آن با کانی سازی

از دید گاه تکنونیک و زمین شناسی ساختمانی منطقه معدن قلعه زری درون ساختار بلوک لوت قرار دارد. تا کنون مطالعات مفصل و متنوعی توسط شرکت نفت و پژوهشگران زمین شناس صورت گرفته بنحوی که امروزه اطلاعات نسبتاً جامعی در مورد این قسمت از ایران زمین وجود دارد. در یک نگرش کلی به شرق ایران بویژه لوت مرکزی می توان گفت که آثار ساختمانی ویژه ای در سنگها دیده نمی شود. هر چند سنگهای قبل از کرتاسه تحت چین خوردگی های قابل توجهی بوده اند، لیکن واحد های رسوبی کرتاسه و نیز ولکانیکهای ترشیاری نیز تحت چین خوردگیهای وسیع قرار گرفته اند.

این چین خوردگی ها بخصوص در پیروکلاستیکهای جنوب کوه عبدالهی و جنوب کوه میخ انبار قابل توجهند. شکستگیها و چین خوردگی های کوچک در سر تاسر ناحیه پراکنده اند و در مقیاس منطقه ای و ناحیه ای طرح هایی را به صورت منظم شکل داده اند. برای مثال در جنوب کوه سرخ تعداد زیادی از دایکهای صفحه ای با ترکیب حد واسط در جهت NW-SE امتداد یافته اند. امتداد یافتگی توده های ساب ولکانیک جنوب کوه انبار نیز در جهت NW-SE می باشد [۵].

اما در مجاورت بلافصل قلعه زری چندین سیستم شکستگی مشاهده می شود که غالب آنها در محل معدن در جهت NW-SE امتداد یافته اند. همچنین یکسری شکستگیهای قرینه با امتداد تقریبی N75E در محل به چشم می خورد.

نگاهی به نقشه زمین شناسی ایران نشان می دهد که تقریباً گسلهای عمده ای که بر روی نقشه پیاده شده اند دارای جهت NW-SE بوده و تعداد بسیار اندکی در سایر جهات مثلاً E-W امتداد یافته اند. این گسلها عمدتاً جوانتر از دوران دوم بوده به طوری که در بسیاری نقاط جابجایی سنگهای دوران دوم و نیز ولکانیک اوایل دوران سوم را موجب شده اند. توجه به روند کلی گسلها و شکستگیها که اغلب آنها

یک جهت را نشان می دهند و نیز جایگزینی مواد در شکستگی‌هایی با همین روند بیانگر ارتباط تنگاتنگ بین تکتونیک منطقه و کانی زایی می باشد [۵].

همانطور که اشاره شد لوت مرکزی در شرق ایران خاستگاه ولکانیزم و ماگماتیزم های جوانی بوده که گاهی تحولاتی را در زمینه ساخت منطقه ایجاد کرده اند. از اوایل تریاس به علت تأثیر فازهای مختلف کوهزایی در منطقه فعالیت‌های ماگماتیسیم و ولکانیزم آغاز و تا اواخر تریاس ادامه داشته است.

تقریباً در تمام ادوار فعالیت‌های ماگمایی منطقه با کانی سازی های مس، سرب و روی همراه بوده است. می توان چنین اظهار نظر کرد که یک بازشدگی با جهت N-S در قسمت شمالی بلوک لوت بین یکسری گسل‌های موازی (زون نای بند) به عنوان راه عبوری بر ماگمای بازیک تا حد واسط و محلول‌های هیدروترمال غنی از فلز مرتبط با آن وجود داشته که بعداً ذخایر رگه ای را به وجود آورده است.

در قسمت جنوبی لوت و بخصوص در ناحیه قلعه زری این سیستم شکستگی و گسل کمی به قسمت غرب منحرف شده و جهتی مشابه کمپلکس آمیزه رنگین پیدا کرده اند. کانی سازی مس در ناحیه قلعه زری به وسیله شکستگی های شدید تکتونیکی که در ضمن فاز پیرینه ای به وجود آمده اند و توسط فعالیت‌های ولکانیکی که در مرز ائوسن-الیگوسن به حداکثر مقدار رسیده، کنترل شده است [۹].

رگه های کانه دار کالکوپیریت به ضخامت حداکثر ۵ تا ۷ متر عمده‌تاً در جهت NW-SE بوده و تقریباً همه رگه ها روند کلی شکستگی ها در ناحیه را نشان می دهد. شکستگی‌های مذکور عمده‌تاً در مرز لیتولوژی های مختلف (شیل‌های سیلیسی شده، آندزیت، بازالت) واضح بوده و در چنین مکان‌هایی مقدار و عیار ذخیره نیز افزایش می یابد.

پوشیدن درز و شکافها به حالات مختلف انجام شده به طوری که برخی از شکستگی ها صرفاً محل تزریق محلول های کانه دار مس بوده و برخی دیگر نیز توسط محلول های سیلیسی و کلسیتی پر شده و متبلور گشته که این تبلور مولود بلورهای کوارتز و کلسیت می باشد. در بخش دیگری در دیواره رگه ها، تبلور سیلیس و کلسیت را در میانه تبلور کانه های مس قابل مشاهده است.

در نهایت ذکر این نکته ضروری است که کانی سازی در منطقه قلعه زری توسط سیستم های شکستگی، درزه و گسل کنترل شده و مطالعات بعدی جهت پی جویی ذخایر بیشتر بایستی بر مبنای زمین ساخت منطقه انجام گیرد.

فصل سوم :

تکنیک های انتخاب روش

استخراج مناسب

۳-۱- تاریخچه

قضاوت مهندسی و تجربه در انتخاب روش استخراج از اهمیت ویژه ای 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 بکار گرفته می شده، 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 می شد تا با شرایط جدید سازگاری بیشتری داشته باشد. امروزه به دلیل سرمایه گذاری زیادی که برای بازکردن یک معدن جدید لازم است، بایستی روش انتخابی در مرحله امکان پذیری تا حد زیادی برای رسیدن به مقدار تولید پیش بینی شده، کاربرد داشته باشد.

گاهی اوقات ممکن است وضعیت کانسار به گونه ای باشد که برای یک روش مشخص مناسب باشد. در آن صورت آن روش بدون چون و چرا بکار گرفته می شود. 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 برنامه ریزی و ارزیابی روش و انتخاب مقدماتی تجهیزات برای آن به مطالعه وسیع و دقیق نیاز دارد تا تصمیم گیری صحیح صورت گیرد. کمتر مواردی در دنیا وجود دارند که از روشهای کاملاً استاندارد کتابی یا دقیقاً از روشهایی که در دیگر معادن استفاده می شوند، تبعیت کنند. در نهایت وقتی تصمیم راجع به روشها اخذ شد و آماده سازی و بهره برداری 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 بهره برداری است که بیشترین انطباق را با مشخصات منحصر به فرد کانسار (مشخصات طبیعی، زمین شناسی، زیست محیطی و ...) با رعایت محدودیتهای ایمنی، اقتصادی و فنی داشته باشد بنحوی که کمترین هزینه و بیشترین سود را به بار آورد.

همانطور که ذکر شد موضوع انتخاب روش استخراج از ابتدا مورد توجه مهندسين معدن قرار داشته و در این مورد مطالب زیادی منتشر شده است که در اینجا به مهمترین آنها اشاره می شود.

- در سال ۱۹۶۴ آقای کلارک^۱ یک فصل از کتاب Elements Of Mining را که در سال ۱۹۴۱ توسط آقای لويس^۲ نوشته و توسط ایشان مورد تجدید نظر قرار گرفته بود، به این موضوع اختصاص دادند [۱۲].

- در سال ۱۹۷۳ نیز در کتاب مرجع SME^۳ این موضوع مورد بررسی قرار گرفته است [۱۳].
- در سال ۱۹۸۱ آقای لابسچر^۴ در مقاله ای عوامل موثر در انتخاب روش استخراج معادن زیرزمینی را نام می برد [۱۴].

- آقایان کلارک و فولینسی^۵ نیز عوامل موثر در انتخاب روش استخراج معادن را به تفصیل بیان کرده اند [۱۵].

- در سال ۱۹۸۱ آقای نیکلاس^۶ راهکاری در مورد انتخاب روش استخراج معادن 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. علی رغم اشکالات این روش آقای هارتمن^۷ در سال ۱۹۸۷ در کتاب خود این روش را بعنوان بهترین روش ارائه شده برای انتخاب روش استخراج معادن زیرزمینی معرفی نموده است [۱۶].

۳-۲- پارامترهای موثر در انتخاب روش استخراج

پروژه انتخاب روش مناسب برای استخراج کانسار باجمع آوری و ارزشیابی حقایقی که در رابطه با کانسار معلومند، شروع می شود. بطور کلی شرایط حاکم بر فرآیند انتخاب روش را می توان از دو جنبه شرایط داخلی و خارجی بررسی کرد. شرایط داخلی مانند مشخصات هندسی و مکانیک سنگی کانسار، قابلیت استخراج انتخابی و انعطاف پذیری روش از طرف کانسار اعمال می شود ولی شرایط خارجی مواردی نظیر اوضاع اقتصادی، شغلی و بازار هستند که گاهی بر انتخاب روش تأثیر می گذارند.

1 - G.B.Clark

2 - Robert S.lewis

3 - Mining Engineering Handbook

4 - Dennis H.Laubscher

5 - J.C.Folinsbee

6 - David E .Nicholas

7 - Howard L.Hartman

- در سال ۱۹۸۱ آقای لابسچر در مقاله ای عوامل موثر در انتخاب روش استخراج معادن زیرزمینی را نام می برد که مهمترین آنها عبارتند از [۱۴]:

- ۱- تنشهای منطقه ای و ارتباط آن با مشخصات روش استخراج.
 - ۲- طبقه بندی ژئو مکانیکی توده معدنی و سنگهای اطراف آن.
 - ۳- نسبت ماده معدنی به سطح تماس ماده معدنی با سنگهای اطراف.
 - ۴- قابلیت تخریب و خرد شوندگی ماده معدنی و سنگهای اطراف.
 - ۵- توزیع کانه در توده معدنی و منطقه اختلاط.
 - ۶- موقعیت، مقاومت، تراز و شکل افقی مورد نظر.
 - ۷- تاثیر عملیات معدنکاری بر سنگها و تأسیسات اطراف.
 - ۸- ضرورت و یا عدم ضرورت حفظ استحکام منطقه.
 - ۹- بهره گیری از تکنولوژی مدرن با توجه به شرایط محلی از نظر کارگران ماهر و غیر ماهر.
- آقایان کلارک و فولینسیبی عوامل موثر در انتخاب روش استخراج معادن را به شرح زیر نام برده اند [۱۵]:

- ۱- اطلاعات زمین شناسی شامل: شکل، اندازه، شیب، عمق، عیار و چگونگی توزیع آن.
 - ۲- اطلاعات ژئوتکنیکی شامل: گسلها، شکستگیها، مقدار آب، تنشهای برجا در مورد توده معدنی و سنگهای درونی.
 - ۳- اطلاعات جغرافیایی شامل: شرایط طبیعی و شرایط اجتماعی.
 - ۴- اطلاعات اقتصادی شامل: ارزش ماده معدنی برجا، عیار قابل استخراج، توزیع عیار در توده معدنی و بازیابی متالورژیکی.
- همانطور که ذکر شد جهت انتخاب روش استخراج مناسب پارامترهای زیادی باید در نظر گرفته شود که مهمترین آنها در ۷ گروه اصلی به صورت جدول ۳-۱ قرار می گیرد.

۳-۲-۱- عوامل زمین شناسی

ملاحظات زمین شناسی در انتخاب روش شامل برآوردهای وضعیت سنگ شناسی، آبهای سطحی و زیرزمینی، مشخصه های مکانیک سنگی و ژنز کانسار می باشد که بطور همزمان در مرحله حفاریهای

جدول ۳-۱- تقسیم بندی پارامتر های موثر در انتخاب روش استخراج [۱۳]

پارامتر	گروه
وضعیت سنگ شناسی، آبهای زیرزمینی، مشخصه های مکانیک سنگی، ژنز کانسار	عوامل زمین شناسی
میزان گسترش منطقه کانی دار، میزان کانیها در منطقه کانی دار، میزان کانیهای اقتصادی در منطقه کانی دار	ملاحظات کانی شناسی
عمق، شیب، ابعاد، شکل	مشخصات هندسی کانسار
پرستل عملیاتی مورد نیاز، مکانیزاسیون روش، وضعیت تهویه، میزان تغییرات دما، نگهداری، کنترل گرد و غبار، کنترل سر و صدا، کنترل گاز	فاکتورهای ایمنی
مسئله نشست سطح زمین، آلودگی آبهای سطحی و زیر زمینی، کنترل سرو صدا، کنترل آلودگی هوا	عوامل زیست محیطی
ذخیره قابل استخراج، عیار کانسار، میزان آماده سازی و سرمایه اولیه، هزینه های سرمایه ای، هزینه های عملیاتی	ملاحظات اقتصادی
نیروی کار و اعتبارات	ملاحظات کاری و محلی

اکتشافی انجام می شود تا سازندهای تشکیل دهنده ماده معدنی، کمر بالا و کمر پایین شناسایی شود. همواره درصدی از کار حفاری اکتشافی به مغزه گیری اختصاص داده می شود.

الف- وضعیت سنگ شناسی

پیاده کردن ساختار مغزه های حاصل از حفاری بر روی نقشه، یک مدل سه بعدی از ساختار کل منطقه و ماده معدنی در رابطه با گسل خوردگی، درزه داری، تورق و میزان هوازدگی و به عبارتی تمام شکستگی های ساختاری ارائه خواهد نمود. این اطلاعات پارامترهایی را معین می کنند که در آینده در انتخاب روش و سپس طراحی آن تأثیر خواهند گذاشت. برای مثال در حالتی که کمر بالا دارای درزه و شکستگیهای فراوان باشد استفاده از روشهای بدون نگهداری^۱ بعنوان یک روش دائمی رد می شود و بسته به شکل و ترکیب ماده معدنی و آزمایشهای مکانیک سنگی ممکن است روشهای تخریبی پیشنهاد شود.

1 - Unsupported Methods

ب- آبهای زیرزمینی

معمولاً وجود آبهای زیرزمینی همراه با مشخصات مربوط به آنها شامل سطح آب و نفوذپذیری یک یا چند سازند در حفريات اکتشافی اولیه مشخص می شود. تعیین مشخصات مربوط به آب زیرزمینی سازندها از قبیل نفوذپذیری، تخلخل، مقدار جریان آب ورودی به سازند و مسائلی نظیر آنها که در انتخاب روش استخراج مؤثر هستند را می توان با تکنیکهای موجود محاسبه کرد. برای مثال وجود یک جریان آب پیوسته در کانسار ممکن است که انتخاب روشی مانند کند و آکند^۱ را که اجازه کنترل جریان آب را می دهد، به ما دیکته کند.

ج- مشخصات مکانیک سنگی کانسار

قبل از اینکه مغزه های حفاری از نظر وضعیت سنگ شناسی مورد بررسی قرار گیرند، باید نمونه های گرفته شده از محدوده کانی دار و سایر سازندها را تحت آزمایشهای مکانیک سنگی قرار داد. مهمترین اطلاعات حاصل از این آزمایشها شامل مقاومت کششی، مقاومت فشاری، مدول الاستیسیته، ضریب پواسون، زاویه اصطکاک داخلی، وزن مخصوص و مقدار تنشهای بر جا می شود. این اطلاعات مبنایی برای محاسبه تنشهای موجود در حین معدنکاری و در نتیجه مدل سازی رفتار سنگ در چرخه معدنکاری خواهد بود. البته باید توجه داشت که بایستی گمانه های حفر شده برای آزمایشهای مکانیک سنگی را در سازندهای خاصی که برای بدست آوردن اطلاعات فوق در نظر گرفته شده اند، حفر کرد. برخی آزمایشهای مکانیک سنگی در آزمایشگاه و برخی دیگر شامل مشخص کردن صفحات ضعیف و همچنین اندازه گیری تنشهای برجا در سر زمین انجام می شود. نتایج حاصله برای تحلیل و مدلسازی کامپیوتری مناطق تحت تنش بالا که در آنها احتمال حرکت سنگها وجود دارد، استفاده می شود. برای مثال روشهایی مانند کارگاه و پایه^۲ یا VCR^۳ که فضای خالی زیادی ایجاد می کنند، احتمالاً انتخابهای ضعیفی برای حالتی که تمرکز تنش بالایی در کمر بالا ایجاد می شود، خواهند بود. در چنین شرایطی استفاده از روشهای مذکور باعث می شود که شکستگیهایی که بعدها ایجاد خواهند شد موجب اختلاط ماده معدنی و باطله شوند.

1 -Cut & Fill

2 -Stope & Pillar

3 -Vertical Crater Retreat

د - ژنز کانسار

تعیین ژنز یا نحوه پیدایش کانسار در اکتشاف و برآورد ذخیره کانسار به کار رفته و بعنوان یک پارامتر محدود کننده اولیه انتخاب روش استخراج می باشد. برای مثال جهت بهینه سازی عملیات معدنکاری در یک کانسار رگه ای اپی ژنتیک (غیر همزاد و جوانتر از سنگهای میزبان) دارای رگه های ماده معدنی با عیار بالا نیاز به روشی با کمترین اختلاط است و یا برای کانسارهای تله ترمال که در اثر انتقال سیالات گرمایی و بصورت لایه های مسطح در فواصل منظم چینه شناسی تشکیل شده اند، روشهای استخراج اتاق و پایه یا کارگاه و پایه پیشنهاد می شود. کانسارهای رسوبی سن ژنتیک به غیر از آنهایی که متحمل دگرگونی ناحیه ای شده اند، معمولاً ساختاری نامناسب دارند و بیشتر برای روشهایی با حداقل عملیات باز کردن و همچنین حداقل پایه های دائمی ماده معدنی جهت نگهداری مساعد هستند. علاوه بر موارد فوق ژنز کانسار برداشت اولیه بسیار خوبی را در مورد کانی شناسی کانسار ارائه خواهد داد [۱۳].

۳-۲-۲- ملاحظات کانی شناسی

توزیع فضایی یک کانی در داخل کانسار می تواند بطور قابل توجهی در انتخاب روش استخراج موثر باشد. در این رابطه باید دو مورد پیوستگی مناطق کانی دار در لایه بندی و همچنین کانی های موجود در مناطق کانی دار را در نظر گرفت.

در یک کانسار بزرگ مس پرفیری مزوترمال، مواد معدنی بصورت رگه ها و نقاط کوچک در منطقه ای با عیار بالا به همراه یک هاله در اطراف آن قرار دارند. در چنین کانساری بسته به عیار حد روشهای استخراج غیر گزینشی مناسب هستند و بر عکس کانسارهایی که به صورت تدریجی یا ثقلی متمرکز شده اند یک روش با قابلیت استخراج گزینشی بالا مناسب است. استفاده از یک روش استخراج گزینشی مستلزم مراقبت و کنترل عیار در سراسر چرخه معدنکاری برای جلوگیری از اختلاط است و در چنین شرایطی روشهایی مانند انباره ای^۱ یا کند و آکند ممکن است مناسب باشد. البته زمانی که این روشها تمرکز نیروی کار بیشتری نسبت به روشهای غیر گزینشی داشته باشند، باید به سمت مکانیزاسیون رفت. اشتباهی که باید از آن اجتناب شود استفاده از تجهیزاتی با ابعاد نامناسب برای

1 - Shrinkage Stopping

کانسار است زیرا وسایل دارای ابعاد بزرگ برای یک معدن کوچک نه تنها ظرفیت استخراج را افزایش نمی دهد بلکه موجب افزایش اختلاط و کاهش سود خواهد شد. از نظر کانی شناسی آنچه اهمیت دارد، عیار کانسار است. عیار معمولاً به عیار زمین شناسی و عیار استخراجی تقسیم می شود که عیار استخراجی را همیشه بالاتر از عیار زمین شناسی در نظر می گیرند. عیار استخراجی تمرکز مواد معدنی را در بخش هایی از کانسار که با استخراج آنها می توان به سود مورد نظر رسید، نشان می دهد. این مورد اغلب در انتخاب روش استخراج تأثیر می گذارد زیرا کانسارهای عیار بالا را با انتخاب روشی که در آن روش ذخایر کم عیار غیر اقتصادی مد نظر نیستند، می توان به بالاترین میزان سوددهی رسانید. در این راستا عملاً ممکن است که روش استخراج را به گونه ای انتخاب کنند که ابتدا با استخراج ذخایر پرعیار به یک بازگشت سریع سرمایه برسند و سپس استخراج مناطق کم عیار را در مابقی عمر معدن انجام دهند [۱۷].

۳-۲-۳- مشخصات هندسی کانسار

بطور کلی نظر به اینکه توده کانسار یک حجم را نشان می دهد برای تمام کانسارها سه بعد طول، عرض و ضخامت در نظر می گیرند. بزرگترین بعد را طول، بعد متوسط را عرض و کوچکترین بعد را ضخامت ماده معدنی می نامند. ضخامت کانسارها از حدود سانتیمتر مثل رگه های سینابر^۱ و برخی رگه های طلا تا ده ها متر مثل بسیاری از کانسارهای فلزی و غیر فلزی تغییر می کند. به سبب اینکه ابعاد فوق در سراسر گسترش کانسار متفاوت است در برخی موارد برای تشریح کلی شکل کانسار از ابعاد متوسط استفاده می کنند. اینگونه توجیه و یا توصیف کانسار، یک تجسم کلی است. به بیان ریاضی، به حجمی که شکل هندسی ندارد نمی توان اسم خاصی اطلاق کرد بلکه برای تشریح کامل آن حجم می توان به رسم چند مقطع موازی اقدام کرد که هر چه تعداد این مقاطع بیشتر باشد نمای سه بعدی و واقعی آن حجم بهتر مشخص می شود. تهیه و ترسیم مقاطع مربوط به کانسار در عملیات اکتشاف تفصیلی صورت می گیرد.

مشخصات هندسی یک کانسار اغلب مانع از بکارگیری بسیاری از روشهای استخراج می شود. مشخصات مکانی نظیر عمق، شیب و امتداد در کنار اندازه و شکل ماده معدنی عوامل کلیدی

1 - Cinnabur

محاسبات هستند و بسیاری از روشها مانند انباره ای، VCR، استخراج از طبقات فرعی و تخریب در طبقات فرعی^۱ وابسته به شیب کمر پایین و زاویه قرار ماده معدنی استخراج شده از کارگاههای استخراج هستند. بنابراین اگر شیب کمر پایین کمتر از زاویه قرار ماده معدنی باشد این روشها اجازه تخلیه کامل کارگاه را نمی توانند بدهند. معمولاً کانسارهای با شیب کمتر از ۵۵ درجه برای استفاده از نیروی ثقل مناسب نیستند [۱۳].

در حالتی 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 می کند و باطله خیلی زود به داخل قیفهای تخلیه کشیده شده و اختلاط به طور تصاعدی افزایش می یابد.

کانسارهای با کمر پایین کم شیب بهترین نوع کانسار برای استفاده از روشهای اتاق و پایه، کندوآکند یا جبهه کار طولانی^۲ هستند و در چنین شرایطی روش اتاق و پایه به دلیل انعطاف پذیری و قابلیت استخراج انتخابی و همچنین توان تولید و مکانیزاسیون بالا ترجیح داده می شود.

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

فضاهای معدنکاری یک پارامتر طول در عرض بحرانی دارند که بیشتر از آن پایدار نخواهند بود. مثلاً روش انباره ای که فضاهای باز بزرگی ایجاد می کند، اغلب در یک سری از پهنه های کوچک و برای جلوگیری از شکست کمر بالا در کانسارهایی با گسترش امتدادی زیاد طراحی می شود و سپس این پهنه ها بر اساس یک طرح متناوب در جهت امتدادی استخراج می شوند [۱۸].

اغلب روشهای استخراج در عمق محدودی کاربرد دارند. بطور مثال با روش استخراج در طبقات فرعی در عمق چند هزار متری ممکن است نتوانیم کار کنیم زیرا فشار سنگهای بالایی چنان زیاد می شود که بدون نگهداری مناسب شاید نتوان از ریزش کمر بالا جلوگیری کرد. مثلاً در روش اتاق و پایه در

1 - Sub Level Caving

2 - Long Wall Method

عمق بیشتر ابعاد پایه افزایش می یابد و این به معنی از دست دادن مقدار زیادی از ماده معدنی است و در بسیاری موارد شاید باعث تغییر روش استخراج شود. در ضمن برای اعماق زیاد به تهویه معدن باید توجه خاصی نمود. عمق زیاد هزینه استخراج و سایر هزینه ها را بالا می برد. بنابراین کانسارهایی که در اعماق واقع شده اند، باید ارزش کافی داشته باشند [۱۹].

۳-۲-۴- فاکتورهای ایمنی

بدون توجه به آنچه استخراج می گردد باید گفت که بزرگترین سرمایه های گرانبهای یک معدن، معدنچیان آن هستند. بنابراین در محاسبات مربوط به انتخاب روش باید سلامتی و ایمنی پرسنل را یک عامل مهم دانست. در روشهایی که تمرکز کاری کمتری دارند به طور ذاتی با کاهش تماس پرسنل با خطرات، یک ایمنی نسبی حاصل می شود. مثلاً جایگزینی روش انباره ای با روش VCR به دلیل عدم حضور پرسنل در کارگاه، ایمنی کار را بالا می برد.

مکانیزاسیون بازدهی را افزایش و در عوض تعداد کارگر مورد نیاز را کاهش می دهد که این باعث کاهش کار فیزیکی و آسیبهای شنلی می شود. بسیاری از روشهای استخراج که قبلاً با تقسیم نیروی کار و عدم تمرکز کار می کردند، امروزه با مکانیزاسیون وفق داده شده اند.

در تمام روشهای استخراج زیرزمینی از ماشین آلات پر صدا استفاده می شود. تولید کنندگان در کاهش سطح صدای ماشین آلات خود به موفقیتهایی در طی کنترلهای مهندسی دست یافته اند. بنابراین دقت به این نکته در انتخاب روش لازم است.

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

یک انتخاب نادرست در روش استخراج می تواند یک سری خطرات و آسیبهایی را در مورد ایمنی کنترل زمین به وجود آورد. برای مثال استفاده از روش تخریب توده ای 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 کمر بالا شده و سازه های اطراف معدن و

ایمنی کارگران را به خطر خواهد انداخت. بنابراین تمامی خطرات احتمالی در نتیجه بکار بردن هر روش باید مورد توجه قرار گیرد [۲۰].

۳-۲-۵- عوامل زیست محیطی

محدودیت‌های زیست محیطی شامل باطله های معدنی، آلودگی آب، نشست سطح زمین و ... تأثیر زیادی بر روی هزینه های معدنکاری و در نتیجه انتخاب روش می گذارند. بطور کلی روشهای استخراج زیرزمینی به جز روشهای تخریبی در صورت انجام یک روند صحیح و منطقی عملیات، اغتشاش کمی را در محیط زیست ایجاد می کنند. در جایی که به حداقل رساندن آسیبهای سطحی محیط زیست مورد نظر باشد از انتخاب هر روشی مانند تخریب توده ای^۱ و تخریب در طبقات فرعی که باعث نشست قابل توجهی در سطح زمین می شوند، باید اجتناب کرد. در روشهای زیرزمینی بر خلاف روشهای سطحی، انتشار گرد و غبار و گاز به هوای آزاد تنها محدود به موقعیت مسیرهای جریان خروجی تهویه می باشد که موقعیت اینها باید به گونه ای طراحی شود که وزش باد، هوای آلوده را به طرف مناطق مسکونی هدایت نکند [۲۱].

۳-۲-۶- ملاحظات اقتصادی

در انتخاب روش باید دو فاکتور میزان سرمایه گذاری اولیه و جریان نقدی را با هم در نظر گرفت. در حالت ایده آل یک روش استخراج نباید به گونه ای باشد که کل سرمایه گذاری اولیه را قبل از رسیدن به تولید نیاز داشته باشد و در این راستا با توجه به اینکه هزینه‌های مربوط به آماده سازی، تجهیزات و ماشین آلات اصلی ترین هزینه های سرمایه‌ای معدن هستند، روش ایده آل روشی است که علاوه بر اینکه حجم آماده سازی پیش از تولید اندکی دارد، بتواند از ماشین آلات کمتر و مشابه از نظر نوع استفاده کند.

امکان سنجی و ارزیابی اقتصادی یک کانسار بستگی به پارامترهایی مانند تناژ ماده معدنی قابل استخراج، عیار و قیمت ماده معدنی، هزینه های سرمایه ای و عملیاتی دارد که انتخاب بهترین روش استخراج بر تمامی عوامل فوق بجز قیمت ماده معدنی تأثیر می گذارد. بطور کلی در این زمینه دو

1 - Block Caving

دیدگاه متناقض بیشترین سود و سریع ترین دوره بازگشت سرمایه وجود دارد. بر اساس ایده سود بیشتر معمولاً روشی انتخاب می شود که حداکثر ذخیره قابل استخراج فقط با یک جریان سود منطقی در طی یک دوره زمانی طولانی فراهم شود. از طرف دیگر عامل قیمت بازار، اغلب استخراج بخش پر عیار کانسار را در شروع کار برای کاهش دوره بازگشت سرمایه دیکته می کند. در این مورد اگر بتوان ماده معدنی باقیمانده موجود را بطور سودآور استخراج کرد علاوه بر کاهش خطر از دست دادن بازار شاید اقتصادی ترین برنامه استخراج پیاده شده باشد. به هر حال هدف اصلی ایجاد یک ترکیب بهینه بین دو حالت فوق می باشد.

انتخاب یک روش استخراج تأثیر قابل توجهی بر روی زمان سرمایه گذاری 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 و تخریب توده ای بر آماده سازی متمرکزند و دوره سرمایه گذاری طولانی پیش از رسیدن به درآمد خواهند داشت ولی روشی مانند انباره ای به دوره سرمایه گذاری کوتاه تری پیش از تولید نیاز دارد.

۳-۲-۷-ملاحظات محلی

بحث موقعیت جغرافیایی و بویژه نیروی کار محلی از حساسیت خاصی در انتخاب روش برخوردار است. در برخی کشورها نیروی کار فراوان و ارزان باعث می شود که قابلیت مکانیزاسیون یک روش، اولویت و امتیازی در این کشورها بشمار نیاید ولی در مواردی نمایندگی ماشین آلات و تجهیزات معدنی فراوان و قابل دسترسند و در این صورت استفاده از روشهای مکانیزه بسیار مطلوب است. به هر حال بحث نیروی انسانی و مسائل مربوطه روی انتخاب شیوه استخراج تأثیر می گذارد. کاهش مخاطره سرمایه گذاری در کشورهای بی ثبات اقتصادی می تواند عامل اصلی در زمینه انتخاب روش به شمار رود. برای مثال در چنین شرایطی روش کند و آکند در مقایسه با روش تخریب توده ای بدلیل اولاً هزینه سرمایه ای کمتر و ثانیاً دوره بازگشت سرمایه دارای اولویت می باشد [۲۲].

۳-۳- تکنیکهای انتخاب روش استخراج مناسب

موضوع انتخاب روش از ابتدا مورد توجه معدنکاران بوده و در این زمینه طرحهای زیادی وجود دارد اما شاید اولین مطلب در سال ۱۹۶۴ در کتاب مبانی معدنکاری توسط کلارک ارائه شد.

بطور کلی برای تعیین روشهای معدنکاری عملی مناسب، باید مشخصات کانسار با مشخصات اجرایی روشهای استخراج مقایسه شود و در مرحله بعد بهترین روش از نظر اقتصادی مورد ارزیابی قرار گیرد.

دو پارامتر مهم در تعیین روش معدنکاری عبارتند از :

۱- خصوصیات فیزیکی و زمین شناسی کانسار

۲- شرایط کمر بالا ، کمر پایین و ماده معدنی

هدف نهایی از انتخاب روش، یافتن امکان پذیرترین روش استخراج از میان روشهای انتخاب شده است. به این منظور برای یافتن مناسب ترین روش به پارامترهای دیگر شامل هزینه های کلی معدن، میزان استخراج، دسترسی به نیروی کار و ملاحظات زیست محیطی پرداخته می شود.

گاهی چندین روش معدنکاری عملی بنظر می آید که در نهایت روشهای مناسب را از نظر متغیرهایی چون هزینه و سرعت معدنکاری، امکان دسترسی به نیروی کار و مقررات محیطی مورد بررسی قرار می دهند و با توجه به ارزیابی های اقتصادی روش استخراجی مناسب انتخاب می شود. افراد زیادی در این زمینه کار کرده و طرح های زیادی ارائه داده اند که برخی از آنها در زیر آورده می شود.

۳-۳-۱- الگوهای کیفی

۳-۳-۱-۱- طرح بشکوف - رایت^۱

در سال ۱۹۷۳ بشکوف و رایت در کتاب SME برای انتخاب روش زیرزمینی یک سیستم طبقه بندی کیفی ارائه دادند. در این طرح با فرض اینکه قبلاً امکان معدنکاری سطحی و زیرزمینی بررسی شده فقط مشخصات عمومی کانسار مثل ضخامت، عمق، مقاومت ماده معدنی و کمرها را بررسی و در نهایت چهار روش برتر تعیین می شود. در جدول ۳-۲ طرح بشکوف - رایت ارائه شده است [۲۳].

1 - Boshkov and Wright

جدول ۳-۲ - طرح انتخاب روش استخراج بشکوف - رایت [۲۳]

شکل کانسار	شیب کانسار	مقاومت کانسنگ	مقاومت کمرها	روش استخراج	
رگه های عریض	شیبدار	ضعیف	ضعیف	مشابه لایه های نازک	
		محکم	محکم	کارگاههای زیرزمینی باز، حفره تنوره ای زیرزمینی، انباره ای، استخراج از طبقات فرعی، کند و آکند، روشهای ترکیبی	
			ضعیف	کند و آکند، برش از بالا، تخریب در طبقات فرعی، کرسی چینی، روشهای ترکیبی	
		ضعیف	محکم	محکم	کارگاههای زیرزمینی باز، برش از بالا، تخریب در طبقات فرعی، تخریب توده ای، کرسی چینی، روشهای ترکیبی
			ضعیف	ضعیف	برش از بالا، تخریب در طبقات فرعی، کرسی چینی، روشهای ترکیبی
توده ای	شیبدار	محکم	محکم	حفره تنوره ای زیرزمینی، انباره ای، استخراج از طبقات فرعی، کند و آکند، روشهای ترکیبی	
		ضعیف	ضعیف تا محکم	برش از بالا، تخریب در طبقات فرعی، تخریب توده ای، کرسی چینی، روشهای ترکیبی	
لایه ای نازک	افقی	محکم	محکم	کارگاههای باز با پایه های تصادفی، اتاق و پایه، جبهه کار طولانی	
		ضعیف تا محکم	ضعیف	جبهه کار طولانی	
لایه ای ضخیم	افقی	محکم	محکم	کارگاههای باز با پایه های تصادفی، اتاق و پایه	
		ضعیف تا محکم	ضعیف	برش از بالا، تخریب در طبقات فرعی	
			محکم	حفره تنوره ای زیرزمینی	
لایه ای بسیار ضخیم	افقی	ضعیف تا محکم	محکم	مشابه کانسارهای توده ای	
رگه های بسیار باریک	شیبدار	محکم تا ضعیف	محکم تا ضعیف	کندن و پرکردن با باطله کارگاه	
		محکم تا ضعیف	محکم تا ضعیف	مشابه لایه های نازک	
رگه های باریک	شیبدار	محکم	محکم	کارگاههای باز، انباره ای، کند و آکند	
			ضعیف	کند و آکند، کرسی چینی	
		ضعیف	محکم	محکم	کارگاههای زیرزمینی باز، کرسی چینی
			ضعیف	ضعیف	برش از بالا، کرسی چینی

۳-۱-۳-۲- طرح موريسون

موريسون^۱ در سال ۱۹۷۶ معدنکاری زیرزمینی را به سه گروه اصلی (نگهداری پایه‌های صلب^۲، جبهه کار طولانی با نشست کنترل شده^۳ و تخریبی^۴) تقسیم و بر اساس تأثیر پارامترهای ضخامت ماده معدنی، نوع نگهداری و انرژی پتانسیل کششی، طرحی جهت تعیین روش استخراج و نوع نگهداری مناسب ارائه داده است. فلوجارت ارائه شده توسط موريسون در شکل ۳-۱-۳ نشان داده شده است [۲۴]. این شیوه با بررسی شرایط زمین شناسی و ساختاری ماده معدنی، پارامترهایی مانند گسترش کانسار، نوع نگهداری و میزان مصرف انرژی را مورد توجه قرار داده و در نهایت روش استخراج و نوع نگهداری را مشخص می کند [۲۴].

۳-۱-۳-۳- طرح هارتمن

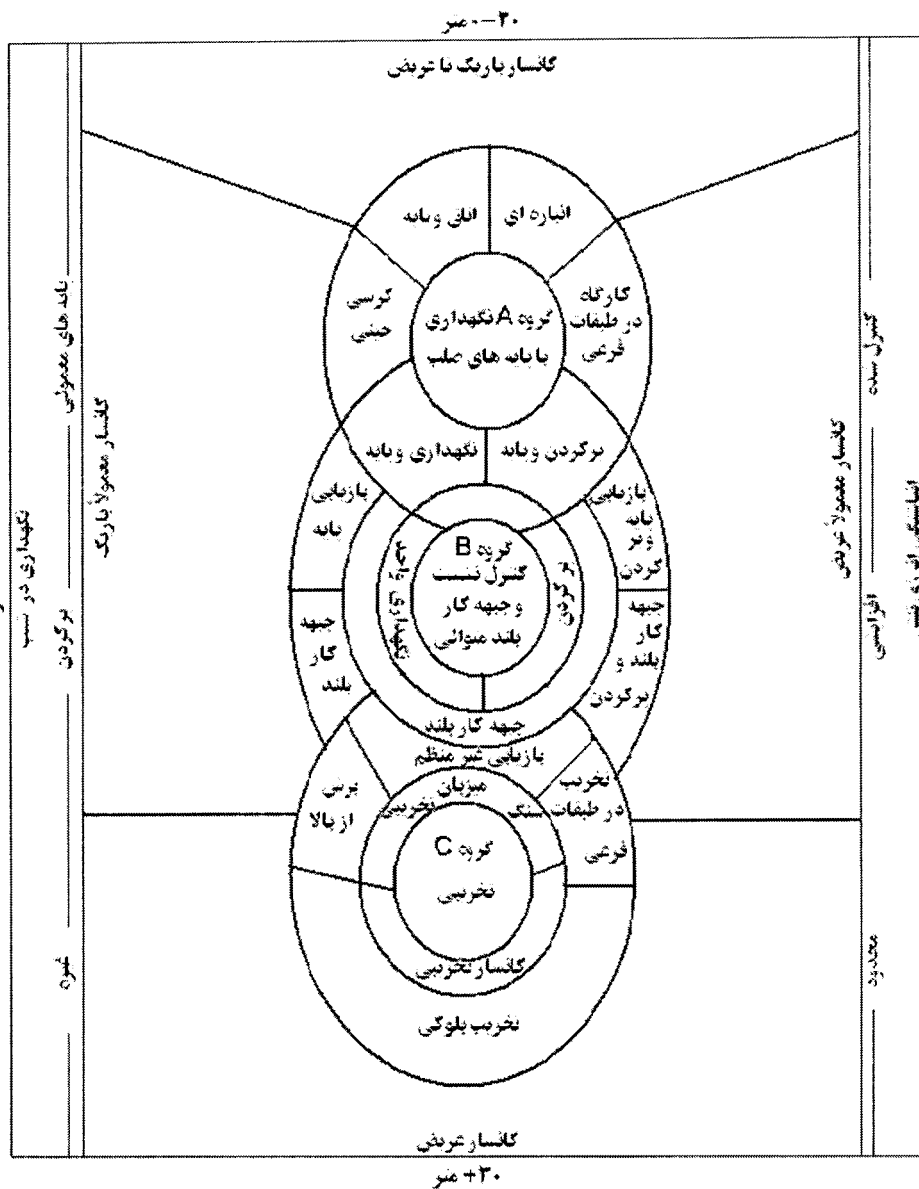
هارتمن در سال ۱۹۸۷ بر اساس شکل کانسار، جنس و مقاومت ماده معدنی فلوجارتی ارائه داد که این سیستم شبیه طرح بشکوف-رایت بود، اما روشهای معدنکاری بیشتری شامل روشهای سطحی، زیرزمینی، زغالسنگ و سنگهای سخت استفاده کرده بود. مزیت روش هارتمن این است که بر اساس هر یک از شرایط یک روش بیشتر ارائه نشده است. اما نوع رده بندی سلیقه ای است. در روش هارتمن ۱۸ روش اصلی استخراج زیرزمینی و سطحی و سه دسته اصلی مشخصات کانسار (عمق، مقاومت کانسنگ و سنگ فراگیر و ملاحظات هندسی کانسار) مورد بررسی قرار می گیرند. ابتدا روش استخراج از جنبه روباز یا زیرزمینی، سپس دسته روشها و در نهایت نام روش استخراج تعیین می شود. این روش هر چند ساده و به سرعت می تواند مورد استفاده قرار گیرد ولی روشی قطعی و کمی نمی باشد. تنها برخی از معیارها و عوامل مؤثر بر انتخاب روش مد نظر قرار گرفته اند و برخی از آنها از جمله عوامل زمین شناختی، اقتصادی، تکنولوژیکی و زیست محیطی نادیده گرفته شده اند.

1 - Morrison

2 - Rigid Pillar Support

3 - Controlled Subsidence

4 - Caving



شکل ۳-۱- طرح موريسون [۲۴]

این روش برای یک انتخاب تقریبی اولیه مفید است و دامنه انتخاب را بر روی چند روش متمرکز تر می کند ولی روش دقیقی برای انتخاب روش مناسب نمی باشد. در جدول ۳-۳ نحوه انتخاب روش مناسب به روش هارتمن درج شده است [۲۵ و ۱۴].

جدول ۳-۳- طرح انتخاب روش استخراج هارتمن [۲۵]

روش استخراج	مشخصات هندسی کانسار				دسته	مقاومت کانسنگ و سنگ	روش کلی معدنکاری	عمق کانسار
	اندازه	ضخامت	شیب	شکل				
روپاز	بزرگ	ضخیم	همه	همه	مکانیکی	هر مقاومتی، متراکم	سطحی	کم عمق
کواری	متوسط	ضخیم	همه	لایه ای - توده ای				
نواری	بزرگ	نازک	کم	لایه ای				
اوگر	باقیمانده	نازک	مسطح	لایه ای				
هیدرولیکی	کوچک	نازک	مسطح	لایه ای	حفر آبی	فاقد تراکم یا نفوذپذیر		
با درج	بزرگ	ضخیم	مسطح	لایه ای				
گمانه ای	بزرگ	ضخیم	همه	همه				
لیچینگ	بزرگ	ضخیم	تند	همه				
اتاق و پایه	بزرگ	نازک	مسطح	لایه ای	خود نگهدار	محکم تا متوسط، قوی		
کارگاه و پایه	بزرگ	ضخیم	مسطح	لایه ای				
انباره ای	همه	نازک	پرشیب	لایه ای				
کارگاه در طبقات فرعی	بزرگ	ضخیم	پرشیب	لایه ای	با نگهداری	متوسط تا ضعیف، فاقد استحکام	زیرزمینی	عمیق
کند و آکند	همه	نازک	پرشیب	متغیر				
استخراج ستونی	کوچک	نازک	پرشیب	لایه ای				
کرسی چینی	همه	ضخیم	همه	همه	تخریبی	متوسط تا ضعیف		
جبهه کار طولانی	بزرگ	نازک	مسطح	لایه ای				
تخریب در طبقات فرعی	بزرگ	ضخیم	پرشیب	لایه ای - توده ای				
تخریب توده ای	بزرگ	ضخیم	پرشیب	توده ای				

۳-۳-۲- الگوهای کمی

۳-۳-۱- طرح نیکلاس

معادن بر اساس ویژگیهای هر کانسار و سنگ درونگیر آن با روشی خاص استخراج می‌شوند. معمولاً ویژگیهای کانسار به نحوی نیستند که در یک راستا عمل کرده و همگی متفق القول یک روش استخراج زیرزمینی را تجویز نمایند بلکه در اکثر قریب به اتفاق موارد، مشخصه های کانسار در جهات مختلف عمل کرده و تصمیم گیرنده را دچار تردید می‌کنند.

در سال ۱۹۸۱ یک روش عددی به وسیله نیکلاس مطرح شد که راهی نو برای انتخاب شیوه مناسب استخراج معادن می‌باشد. این روش برای پروژه‌هایی مناسب است که حفاری اکتشافی، ذخیره معدنی

را مشخص و معین کرده باشد ولی آماده سازی های زیرزمینی یا کلاً انجام نشده باشد و یا بسیار کم صورت گرفته باشد [۱۶].

انتخاب روش استخراج با استفاده از این طرح در دو مرحله انجام می شود. در مرحله اول، هدف اصلی انتخاب روشهایی است که بتوان آنها را با تفصیل بیشتر مورد بررسی قرار داد و ساده ترین راه برای رسیدن به این هدف تعیین پارامترهایی خاص هر کدام از روشها و سپس مقایسه خواص کانسار مورد نظر با آن پارامترها می باشد. بنابراین در مرحله اول، روشهای مختلف استخراج با در نظر گرفتن عوامل و مشخصه های مختلفی مانند خواص هندسی و مکانیک سنگی امتیاز بندی و بر اساس حداکثر امتیاز مرتب می شوند. در مرحله دوم به منظور کاهش تعداد روشهای مناسب و تنگ کردن دامنه انتخابات، با مطالعات تفصیلی بر اساس هزینه معدنکاری، سرمایه گذاری مورد نیاز، مقدار تولید، در دسترس بودن نیروی کار، ملاحظات زیست محیطی و سایر خواص ویژه محلی مناسب ترین روش استخراج مشخص و ارزیابی می شود. لازم به توضیح است که در طول این روند روشهایی که امکان استفاده از آنها برای کانسار مورد نظر وجود ندارد و یا استفاده از آنها منطقی نباشد، حذف خواهند شد. در روش نیکلاس ۱۰ روش معدنکاری روباز، تخریب توده ای، استخراج از طبقات فرعی، تخریب در طبقات فرعی، جبهه کار طولانی، اتاق و پایه، انباره ای، کند و آکند، برش از بالا و کرسی چینی مورد بررسی قرار گرفته اند. در روش نیکلاس یک سری از پارامترهای کانسار مورد بررسی قرار گرفته و متناسب با روش استخراج امتیازی به پارامتر مورد نظر تعلق می گیرد. نیکلاس برای هر پارامتر کانسار بسته به مطلوب و یا نامطلوب بودن آن برای روش استخراج مورد نظر امتیازی به شرح زیر تعیین کرد [۱۶].

الف - امتیاز صفر: اجرای روش پیشنهادی از نظر پارامتر مورد نظر برای کانسار غیر ممکن نیست ولی احتمال آن خیلی کم است. به عبارتی با امتیاز صفر شانس بکارگیری روش افزایش پیدا نمی کند و فقط روش کنار گذاشته نمی شود.

ب - امتیاز ۱ و ۲: قابل اجرا بودن روش پیشنهادی را از نظر پارامتر مذکور مشخص می کند. بنابراین در صورتی که استفاده از روش استخراج مورد بررسی با توجه به آن مشخصه ها امکان پذیر باشد، امتیاز ۱ یا ۲ منظور می شود.

ج - 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.
 د - امتیاز ۴۹- : هرگاه روشی برای کانسار به هیچ وجه مطلوب نباشد از امتیاز ۴۹- استفاده می شود. 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 می شوند و روشهایی که امتیاز بیشتری کسب کنند به ترتیب اولویت قابل اجرا خواهند بود [۲۳].

باید توجه داشت که انتخاب نهایی روش استخراج منوط به مطالعه دقیق روشهای با امتیاز بیشتر خواهد بود. پارامترهای مؤثر در طرح استخراجی به روش نیکلاس را می توان بصورت زیر معرفی کرد :

۱- خواص هندسی کانسار

نیکلاس کانسارها را از نظر خواص هندسی ضخامت، شیب، شکل و توزیع عیار و ... بصورت جدول ۳-۴ دسته بندی و امتیاز داده است.

۲- خواص مکانیک سنگی

نیکلاس برای تقسیم بندی سنگها از نسبت مقاومت فشاری تک محوری به فشار سنگهای پوششی، نسبت ^۱ RSS استفاده نمود. اگر این نسبت از ۸ کمتر باشد به سنگ ضعیف، و اگر این نسبت بین ۸ تا ۱۵ باشد به آن متوسط و اگر از ۱۵ بیشتر باشد به آن محکم اطلاق می شود.

نیکلاس بر مبنای شاخص کیفی سنگ ^۲ و تعداد درزه ها، فاصله داری درزه ها ^۳ را بصورت زیر تقسیم بندی کرده است :

- خیلی نزدیک : تعداد درزه ها در هر متر بیشتر از ۱۶ عدد (RQD = ۰-۲۰)
- نزدیک : تعداد درزه ها در هر متر بین ۱۰ تا ۱۶ عدد (RQD = ۲۰-۴۰)
- زیاد : تعداد درزه ها در هر متر بین ۳ تا ۱۰ عدد (RQD = ۴۰-۷۰)
- خیلی زیاد : تعداد درزه ها در هر متر کمتر از ۳ عدد (RQD = ۷۰-۱۰۰)

1 - Rock Substance Strength
 2 - Rock Quality Designation
 3 - Fracture Spacing

جدول ۳-۴- امتیاز بندی پارامترهای طرح نیکلاس [۲۶]

پارامتر (واحد)											
کرسی چینی	برش از بالا	کند و آکند	انباره ای	اتاق و پایه	جبهه کار طولانی	تخریب در طبقات فرعی	استخراج از طبقات فرعی	تخریب توده ای	روپاز		
۱	۴	۰	۳	-۴۹	-۴۹	۴	۳	۴	۴	بسیار ضخیم (>۱۰۰)	ضخامت (متر)
۱	۳	۰	۴	-۴۹	-۴۹	۴	۴	۲	۴	ضخیم (۳۰-۱۰۰)	
۴	۰	۴	۲	۲	۰	۰	۲	۰	۳	متوسط (۱۰-۲۰)	
۴	-۴۹	۴	۱	۴	۴	-۴۹	۱	-۴۹	۲	نازک (<۱۰)	
۲	۴	۰	۲	۴	۴	۱	۲	۳	۳	شیب کم (<۲۰)	شیب (درجه)
۳	۱	۲	۱	۱	۰	۱	۱	۲	۳	شیب متوسط (۲۰-۵۵)	
۳	۲	۴	۴	۰	-۴۹	۴	۴	۴	۴	شیب تند (>۵۵)	
۰	۳	۰	۲	۰	-۴۹	۳	۲	۴	۳	توده ای	شکل کانسار
۲	۳	۴	۲	۴	۴	۴	۲	۲	۲	لایه ای-رکه ای	
۴	۰	۲	۱	۲	-۴۹	۱	۱	۰	۳	بی شکل	
۳	۴	۳	۳	۲	۴	۴	۳	۴	۳	یکنواخت	توزیع عیار
۳	۲	۳	۲	۳	۲	۲	۳	۲	۳	تغییرات تدریجی	
۳	۰	۳	۱	۳	۰	۰	۱	۰	۳	مغشوش	
۱	۳	۲	۴	۴	۰	۳	۴	۱	۴	محکم (>۱۵)	نسبت RSS کانسار
۱	۳	۲	۳	۳	۱	۳	۳	۱	۴	متوسط (۸-۱۵)	
۴	۲	۳	۱	۰	۴	۰	-۴۹	۴	۳	ضعیف (<۸)	
۲	۱	۲	۱	۴	۰	۱	۴	۱	۴	محکم (>۱۵)	نسبت RSS کمریالا
۲	۲	۲	۲	۳	۲	۲	۳	۲	۴	متوسط (۸-۱۵)	
۳	۴	۳	۴	۰	۴	۳	-۴۹	۴	۳	ضعیف (<۸)	
۲	۲	۲	۳	۴	۳	۴	۴	۳	۴	محکم (>۱۵)	نسبت RSS کمر پایین
۲	۳	۲	۳	۲	۳	۲	۲	۳	۴	متوسط (۸-۱۵)	
۴	۲	۴	۲	۰	۲	۰	۰	۲	۳	ضعیف (<۸)	
۱	۴	۲	۴	۴	۰	۴	۴	۰	۴	بسیار دور (۷۱-۱۰۰)	شاخص کیفی کانسار (RQD)
۲	۲	۲	۳	۲	۰	۴	۱	۳	۴	دور (۴۱-۷۰)	
۴	۱	۳	۱	۱	۴	۲	۰	۴	۳	نزدیک (۲۱-۴۰)	
۴	۱	۳	۰	۰	۴	۰	۰	۴	۲	بسیار نزدیک (۰-۲۰)	

ادامه جدول ۳-۴- امتیاز بندی پارامترهای طرح نیکلاس [۲۶]

پارامتر (واحد)	روپاز	تخریب توده ای	استخراج از طبقات فرعی	تخریب در طبقات فرعی	چپه کار طولانی	اتاق و پایه	انباره ای	کند و آکند	برش از بالا	کرسی چینی
شاخص کیفی کمر بالا (RQD)	بسیار دور (۷۱-۱۰۰)	۴	۰	۴	۱	۴	۰	۲	۰	۲
	دور (۴۱-۷۰)	۴	۳	۱	۳	۲	۳	۲	۲	۲
	نزدیک (۲۱-۴۰)	۳	۴	۰	۴	۱	۴	۳	۲	۲
	بسیار نزدیک (۰-۲۰)	۲	۳	-۴۹	۳	۴	۰	۴	۲	۲
شاخص کیفی کمر پایین (RQD)	بسیار دور (۷۱-۱۰۰)	۴	۳	۴	۴	۳	۲	۲	۲	۲
	دور (۴۱-۷۰)	۴	۳	۲	۳	۴	۳	۲	۲	۲
	نزدیک (۲۱-۴۰)	۳	۳	۰	۱	۲	۱	۴	۳	۴
	بسیار نزدیک (۰-۲۰)	۲	۱	۰	۰	۱	۰	۲	۱	۴
مقاومت برشی درزه های کانسار	محکم	۴	۰	۴	۲	۴	۴	۲	۴	۲
	متوسط	۳	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲
	ضعیف	۲	۴	۰	۰	۴	۰	۳	۱	۴
مقاومت برشی درزه های کمر بالا	محکم	۴	۰	۴	۰	۴	۰	۲	۰	۲
	متوسط	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۳	۲	۳
	ضعیف	۲	۴	۰	۴	۴	۴	۴	۴	۴
مقاومت برشی درزه های کمر پایین	محکم	۴	۳	۴	۴	۳	۳	۲	۳	۲
	متوسط	۳	۳	۱	۲	۳	۲	۴	۲	۴
	ضعیف	۲	۱	۰	۰	۱	۰	۴	۱	۴

مقاومت برشی درزه ها^۱ نیز بصورت زیر تقسیم بندی شده است.

- ضعیف: درزه هایی تمیز، صاف و پر شده از موادی با مقاومت کمتر از توده سنگ اصلی

- متوسط: درزه هایی تمیز با سطحی ناصاف

- محکم: درزه هایی پر شده با موادی با مقاومت مساوی یا بیشتر از توده سنگ اصلی

1 - Fracture Shear Strength

با وجود تلاشهای بسیاری که انجام شد این روش معایبی دارد که به چند مورد آن اشاره می شود:

۱- همه عوامل موثر در انتخاب روش استخراج شناسایی نشده است. برای مثال عمق، توان تولید، بازیابی مورد نیاز و مسأله نشست که بعنوان عوامل بسیار مهم می باشند، در نظر گرفته نشده اند.

۲- ویژگیهایی که برای انتخاب روش استخراج مورد بررسی قرار می گیرند برای تمام روشهای استخراج دارای اهمیت یکسانی نمی باشند. بعضی از آنها بسیار مهم و حتی تعیین کننده هستند ولی همین پارامتر برای بعضی از روشها نقش مهمی ندارد و امکان استفاده از آن روش بستگی قطعی به وجود و عدم وجود آن ندارد. به عنوان مثال سست بودن کمر بالا در برخی از روشهای استخراج از جمله روشهای تخریبی بسیار مهم می باشد ولی این پارامتر برای روشهایی مانند کند و آکند و کرسی چینی اهمیت زیادی ندارد. لذا باید یک ضریب اهمیت برای هر یک از پارامترها در ارتباط با روشهای مختلف تعریف گردد.

۳- برخی از روشهای استخراج که قدیمی و 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 می باشد، در این طرح استفاده نشده است.

۴- در این روش برای هر مشخصه بدون در نظر گرفتن سایر مشخصه ها امتیاز تعیین می شود و حتی فقط نامناسب بودن یک مشخصه باعث حذف روش می شود. بعنوان مثال به روش تخریب در طبقات فرعی برای ضخامتهای کمتر از ۱۰ متر امتیاز ۴۹- داده شده که باعث حذف روش می شود 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 می شود و باعث انتخاب یک روش می شود که عملاً قابل استفاده نمی باشد. به عنوان مثال به روش اتاق و پایه برای حالت لایه ای امتیاز ۴ داده شده است در صورتی که اگر شیب لایه خیلی زیاد باشد این روش قابل کاربرد نمی باشد. به عبارت دیگر باید دو مشخصه شکل و شیب را برای روش اتاق و پایه حتماً بطور همزمان مورد بررسی قرار داد.

۵- امتیازاتی که برای برخی از مشخصه ها در نظر گرفته شده است، صحیح نمی باشد. به عنوان مثال شیب تند در روش روباز نباید امتیاز ۴ را بگیرد و یا این که امتیاز ۴۹- برای ضخامت بالای ۳۰ متر روشهای اتاق و پایه و جبهه کار طولانی باعث حذف آنها شده است، در صورتی که در عمل تا ضخامت ۵۰ متر نیز با این روش ها استخراج کرده اند [۱۹ و ۲۰].

۳-۲-۲- طرح نیکلاس اصلاحی

در اصلاحاتی که در سال ۱۹۹۲ در روش نیکلاس انجام گرفت، سعی شد تا ضریب اهمیت پارامترها برای روشهای مختلف استخراج اعمال شود. بنابراین فاکتور وزنی برای هندسه کانسار^۱ شامل شکل، شیب، ضخامت و توزیع عیار کانسار و خواص مکانیک سنگی شامل مقاومت فشاری تک محوری، مقاومت برشی و فاصله درزه های ماده معدنی، کمر بالا و کمر پایین در نظر گرفته شده است. به صورتی که بر اساس تجربیات شخصی بر طبق جدول ۳-۵ هر گروه از فاکتورهای وزن که با شرایط کانسار مناسب تر است، در امتیازهای قبلی تأثیر داده می شود [۱۳].

جدول ۳-۵- فاکتورهای وزن روش نیکلاس اصلاحی [۱۳]

پارامتر		فاکتور وزن	
ضخامت، شیب، شکل و توزیع عیار	۱	۱	۱
خواص مکانیک سنگی	کانسار	۰/۷۵	۱/۳۳
	کمر بالا	۰/۱۶	۱/۳۳
	کمر پایین	۰/۱۵	۱/۳۳

۳-۲-۳- طرح UBC^۲

مایر^۳، پاکالنیس^۴، تیت^۵ و پولین^۶ در سال ۱۹۹۵ با توجه به معایب طرح نیکلاس همه مشخصات و امتیازهای این طرح را بر اساس عملیات تجربی معدنکاری در کانادا اصلاح کردند. در روش UBC

1 - Deposit Geometry
 2 - university of British Columbia
 3 - Miller
 4 - Pakalnis
 5 - Tait
 6 - poulin

ارجحیت خاصی به روشهای استخراج کارگاهی مانند اتاق و پایه، کندو آکند و استخراج از طبقات فرعی به جای روشهای استخراج توده ای و تخریبی داده شده است که شاید هزینه بالای بررسی های 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. تفاوتیهای اساسی بین روش UBC و روش نیکلاس وجود دارد که ذیلاً به آن اشاره می شود [۲۷].

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 کمر بالا به جای امتیاز ۴ به کار می روند و همچنین امتیاز ۱۰- استفاده از یک روش را در شرایط موجود بسیار نامناسب نشان می دهد ولی کاربرد آن را شدیداً رد نمی کند. بنابراین از این عدد گاهی به جای عدد ۴۹- استفاده می شود (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 می شود در حالی که در روش UBC گروه بسیار نازک برای رگه های با ضخامت بین ۰ تا ۳ متر نیز در نظر گرفته شده است (کاهش درصد اشتباه با کوچک کردن محدوده پارامترها).

۳- در روش UBC جهت حذف و یا محدود کردن تأثیر روش روباز برای کانسارهای عمیق پارامتر عمق را تعریف کرده اند. این روش در مقایسه با روش نیکلاس شانس انتخاب روش استخراج روباز برای کانسارهای عمیق را کاهش می دهد (در نظر گرفتن پارامتر عمق).

۴- در روش UBC علاوه بر استفاده از RSS، برای طبقه بندی مکانیک سنگی کانسار به جای RQD از RMR استفاده شده است (اصلاح امتیاز پارامترهای طرح).

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

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

۷- اجرای عملی آن در مناطق معدنی کانادا.

با توجه به اصلاحات فوق طبقه بندی و امتیازدهی روش UBC به صورت جدول ۳-۶ می باشد.

جدول ۳-۶- امتیاز بندی پارامترهای طرح UBC [۲۷]

پارامتر (واحد)										
روپاز	تخریب توده ای	استخراج از طبقات فرعی	تخریب در طبقات فرعی	جبهه کار طولانی	اتاق و پایه	انتباره ای	کند و آکند	بزش از بالا	کرسی چینی	
۴	۴	۳	۴	-۴۹	-۴۹	-۴۹	۰	۱	۰	بسیار ضخیم (>۱۰۰)
۴	۳	۴	۴	-۴۹	-۴۹	-۴۹	۱	۲	۰	ضخیم (۳۰-۱۰۰)
۳	۰	۳	۰	۰	۱	۰	۴	۰	۲	متوس (۱۰-۳۰)
۲	-۴۹	۱	-۴۹	۳	۴	۴	۴	۱	۳	نازک (۳-۱۰)
۱	-۴۹	-۱۰	-۴۹	۴	۴	۴	۳	۱	۴	بسیار نازک (<۳)
۳	۳	۲	۳	۴	۴	-۴۹	۱	۴	۲	شیب کم (<۲۰)
۳	۲	۱	۱	۰	۰	۰	۳	۲	۳	شیب متوسط (۲۰-۵۵)
۱	۴	۴	۴	-۴۹	-۴۹	۴	۴	۰	۲	شیب تند (>۵۵)
۴	۴	۳	۳	-۴۹	۰	۰	۱	۱	۰	توده ای
۲	۲	۴	۴	۴	۴	۴	۴	۲	۱	لایه ای-رکه ای
۳	۰	۱	۱	-۴۹	۲	۲	۴	۰	۴	بی شکل
۳	۳	۴	۳	۴	۴	۳	۲	۲	۰	یکنواخت
۳	۲	۴	۲	۱	۲	۲	۳	۱	۱	تعمیرات تدریجی
۲	۲	۳	۲	۰	۰	۲	۴	۱	۳	مفشوش
۳	۰	۴	۴	۶	۶	۴	۳	۰	۰	محکم (>۱۵)
۳	۱	۴	۳	۲	۳	۳	۳	۱	۱	متوسط (۱۰-۱۵)
۳	۲	۲	۲	۵	۰	۵	۱	۲	۲	ضعیف (۵-۱۰)
۴	۴	۰	۰	۶	۰	۰	۰	۳	۴	بسیار ضعیف (<۵)
۴	۰	۵	۰	۲	۶	۴	۲	۲	۴	محکم (>۱۵)
۴	۲	۴	۲	۲	۲	۳	۴	۲	۱	متوسط (۱۰-۱۵)
۳	۳	۱	۳	۵	۰	۱	۵	۲	۲	ضعیف (۵-۱۰)
۳	۴	۰	۰	۶	۰	۰	۳	۳	۴	بسیار ضعیف (<۵)

ادامه جدول ۳-۶ - امتیازبندی پارامترهای طرح UBC [۲۷]

پارامتر (واحد)										
گرمی چینی	برش از بالا	کند و آکند	انباره ای	اتاق و پایه	جبهه کار طولانی	تخریب در طبقات فرعی	استخراج از طبقات فرعی	تخریب توده ای	روپاز	
۰	۱	۲	۳	۰	۰	۲	۳	۱	۴	محکم (>۱۵)
۰	۱	۲	۳	۰	۰	۲	۳	۲	۴	متوسط (۱۰-۱۵)
۲	۲	۳	۲	۰	۰	۲	۱	۳	۳	ضعیف (۵-۱۰)
۳	۲	۱	۰	۰	۰	۱	۰	۴	۳	بسیار ضعیف (<۵)
۴	۳	۰	۰	۴۹-	۶	۳	۱	۴	۳	بسیار ضعیف (۲۰-)
۴	۲	۱	۱	۰	۶	۴	۳	۳	۳	ضعیف (۲۱-۴۰)
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 (۲۰-)
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)
۳	۰	۳	۰	-	-	۱	۰	۳	۲	بسیار ضعیف (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)
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 (۶۰-۱۰۰)
۱	۲	۲	۳	۳	۲	۳	۳	۲	۴	کم عمق (<۱۰۰)

۳-۳-۲-۴- طرح U.M.M.S^۱

این شیوه در سال ۱۳۷۳ توسط آقای سوری در دانشگاه صنعتی امیر کبیر جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد ارائه شده و بر اساس آن یک برنامه کامپیوتری به نام آرام نیز نوشته شده است. این روش برای انتخاب روش استخراج معادن به صورت زیرزمینی بکار می رود، بدین صورت که در ابتدا باید امکان استفاده از روش روباز مورد بررسی قرار گیرد و در صورت عدم اقتصادی بودن استفاده از آن با استفاده از این شیوه، روش یا روش های مناسب استخراج زیرزمینی کانسار مورد نظر تعیین می شود. هدف این روش محدود کردن روش های استخراج برای یک کانسار به دو یا سه روش جهت مطالعات و بررسی های تفصیلی و نهایی می باشد [۱۵].

روش اساساً از دو مرحله تشکیل شده است. مرحله اول شامل بررسی های فنی و مرحله دوم شامل بررسی هزینه ها و سود دهی هر روش می باشد. در مرحله اول روش هایی که برای استخراج یک کانسار مناسب می باشد، مشخص شده و در مرحله دوم با تعیین هزینه ها و ارزش ماده معدنی استخراج شده در هر یک از این روشها، دو یا سه روش که از نظر فنی مناسب بوده و همچنین از نظر اقتصادی نیز نسبت به سایر روشها ارجحیت دارند، به عنوان روشهای انتخاب شده مشخص می شوند. در مرحله اول، ابتدا مشخصه هایی که در انتخاب روش استخراج مؤثرند، تعیین شده و سپس میزان اهمیت هر یک از مشخصه ها برای روشهای استخراج مختلف مشخص می شود. برای هر یک از مشخصه ها در ارتباط با روشهای مختلف استخراج امتیازی در نظر گرفته شده است. حاصلضرب این امتیازها و ضریب اهمیت، امتیاز هر مشخصه را در حالت های مختلف برای یک روش استخراج تشکیل می دهد. برای تعیین روش استخراج کانسار، مجموع امتیاز مشخصه های مختلف برای هر یک از روشهای استخراج را بدست آمده و سپس توسط ضریب همگنی آنها همگن می شوند. پس از محاسبه مجموع امتیازهای همگن شده، روشهایی که دارای بیشترین امتیاز مثبت باشند به عنوان روشهای مناسب در مرحله اول انتخاب می شوند. لازم به توضیح است در طول این روند روشهایی که امکان استفاده از آنها برای کانسار مورد بررسی وجود ندارد و یا استفاده از آنها منطقی نمی باشد، حذف خواهند شد.

1 - Underground Mining Method Selection

در مرحله دوم بعد از تعیین روشهای مناسب، هزینه ها و ارزش ماده معدنی استخراج شده در هر یک از این روشها محاسبه می شود و سپس روش یا روشهای مناسب استخراج کانسار انتخاب خواهند شد.

الف- مشخصه های مهم برای انتخاب به روش U.M.M.S

اگر چه برای طراحی نهایی یک روش استخراج عوامل و مشخصه های بسیار زیادی باید مورد توجه قرار گیرد ولی در عمل برخی از مشخصه های نقش حساس و تعیین کننده ای در انتخاب روش استخراج دارند که باید توجه اصلی را برای انتخاب روش روی آنها متمرکز نمود. مشخصه ها و عواملی که برای انتخاب روش در اینجا مورد توجه قرار گرفته اند عبارتند از :

- ۱ - مشخصه های عمومی کانسار شامل شکل، توزیع عیار، ضخامت، شیب و عمق.
- ۲ - مشخصات روش استخراج شامل بازیابی مورد نیاز، ظرفیت تولید سالانه و وضعیت نشست زمین.
- ۳ - مشخصه های ژئوتکنیکی کمر بالا، کمر پایین و توده معدنی شامل مقاومت فشاری تک محوری، RQD، فاصله ناپیوستگیها، شرایط ناپیوستگیها و وضعیت آبهای زیرزمینی.

ب- امتیاز مشخصه های مختلف

جهت تعیین امتیاز، هر یک از مشخصه ها به چند حالت مختلف تقسیم می شوند. تقسیم بندی ارائه شده در اینجا با تقسیم های رایج تفاوت دارد و علت این است که ملاک این تقسیم بندی ها بر پایه اهمیت و تأثیری است که یک مشخصه بر روشهای مختلف استخراج دارد.

تقسیم بندی هر یک از مشخصه ها به شرح زیر می باشد :

- شکل عمومی کانسار : توده ای

لایه ای یا رگه ای

بی شکل

- چگونگی توزیع عیار : یکنواخت

تغییرات منظم

مغشوش

- ضخامت متوسط کانسار : خیلی نازک (کمتر از ۳ متر)
 نازک (۳ تا ۱۰ متر)
 متوسط (۱۰ تا ۳۰ متر)
 ضخیم (۳۰ تا ۶۰ متر)
 خیلی ضخیم (بیشتر از ۶۰ متر)
- شیب متوسط کانسار : افقی (کمتر از ۱۰ درجه)
 کم شیب (۱۰ تا ۲۵ درجه)
 متوسط (۲۵ تا ۵۵ درجه)
 پر شیب (۵۵ تا ۷۰ درجه)
 قائم (بیشتر از ۷۰ درجه)
- عمق متوسط کانسار : خیلی کم عمق (کمتر از ۵۰ متر)
 کم عمق (۵ تا ۱۰۰ متر)
 عمق متوسط (۱۰۰ تا ۳۰۰ متر)
 عمیق (۳۰۰ تا ۱۰۰۰ متر)
 خیلی عمیق (بیش تر از ۱۰۰۰ متر)
- بازیابی مورد نیاز : متوسط (کمتر از ۸۰٪)
 زیاد (۸۰ تا ۹۵٪)
 خیلی زیاد (بیش تر از ۹۵٪)
- مقدار تولید سالانه : کم (کمتر از ۵۰۰۰۰۰ تن)
 متوسط (از ۲۰۰۰۰۰۰ تا ۵۰۰۰۰۰۰ تن)
 زیاد (بیشتر از ۲۰۰۰۰۰۰ تن)
- وضعیت نشست زمین : مجاز
 غیر مجاز

- طبقه بندی ژئوتکنیکی ، کمر بالا کمر پایین و توده معدنی :

(RMR < 20)	خیلی ضعیف
(RMR = 21-40)	ضعیف
(RMR=41 – 60)	متوسط
(RMR=61-80)	خوب
(RMR=81-100)	خیلی خوب

تعیین امتیاز برای هر مشخصه با توجه به مطلوب یا نا مطلوب بودن آن مشخصه برای روش مورد نظر به شرح زیر در نظر گرفته شده است :

مشخصه کاملاً مطلوب است	+۲ امتیاز
مشخصه مطلوب است	+۱ امتیاز
مشخصه تأثیری در روش استخراج ندارد	صفر امتیاز
مشخصه نا مطلوب است	-۱ امتیاز
مشخصه کاملاً نا مطلوب است	-۲ امتیاز

با این مشخصه استفاده از روش مورد بررسی غیر ممکن یا غیر منطقی است -۱۰۰ امتیاز
در روش روباز امتیازهای در نظر گرفته شده از روش فوق پیروی نکرده و برای مواردیکه بطور قطع باید از این روش استفاده کرد ، +۱۰۰۰ امتیاز در نظر گرفته شده و در موردی که نشست زمین مجاز نمی باشد، برای آن -۱۰۰۰۰ امتیاز در نظر گرفته شده است [۱۵].

ج- ضرورت استفاده از ضریب اهمیت

مشخصه هایی که برای انتخاب روش استخراج مورد بررسی قرار گرفته اند، برای بعضی از روشها بسیار مهم و تعیین کننده اند و برای برخی دیگر از روشها نقش مهمی نداشته و امکان استفاده از آن روش بستگی قطعی به وجود و یا عدم وجود آن مشخصه ندارد. در نظر گرفتن ضریب اهمیت برای هر یک از مشخصه ها در ارتباط با روشهای استخراج مختلف باعث می شود مشخصه هایی که برای یک روش استخراج مهم بوده و کانسار مورد بررسی دارای آن مشخصه می باشد و یا بالعکس فاقد آن مشخصه است، به صورت منطقی تری مورد بررسی و قضاوت قرار گیرند [۱۵].

د- ضریب اهمیت مشخصه های مختلف

چهار عدد مختلف بعنوان ضریب اهمیت مشخصه ها در نظر گرفته شده است که عبارتند از [۱۵]:

۱- ضریب ۱: برای مواردی که مشخصه مورد نظر در کلیه حالتها قابل استفاده می باشد و

حالتهای مختلف آن مشخصه تأثیر عمده ای بر امکان و یا عدم امکان کاربرد آن روش ندارد.

۲- ضریب ۵: برای مشخصه های سه حالتی در مواردی که دو حالت از حالت های مختلف

مشخصه مورد نظر برای روش استخراج مورد بررسی قابل استفاده می باشد و برای مشخصه

های پنج حالتی در مواردی که سه حالت از حالتها قابل استفاده است، در نظر

گرفته است.

۳- ضریب ۱۰: برای مواردی که در استفاده از روش استخراج مورد بررسی ترجیحاً بهتر است

که مشخصه دارای یک حالت خاص باشد.

۴- ضریب ۱۵: برای مواردی که در استفاده از روش استخراج مورد بررسی حتماً و یا عموماً

مشخصه مورد نظر باید دارای یک حالت مشخص باشد.

ه- همگن سازی ضریب های اهمیت

با توجه به این که برخی از روش ها نسبت به بعضی و یا بسیاری از مشخصه ها حساسیت زیادی

ندارند و به عبارت دیگر می توان از آنها در شرایط متفاوت استفاده نمود، بنابراین عملاً ضریب اهمیت

آن مشخصه یا مشخصه ها برای این روشهای مختلف استخراج کم می باشد. از طرف دیگر چون هر

یک از مشخصه ها در ارتباط با هریک از روشهای استخراج دارای یک امتیاز می باشند که مجموع

حاصلضرب امتیازها و ضریب های اهمیت، امتیاز نهایی هر یک از روشهای استخراج را از نظر فنی

تعیین می کند، بنابراین روشهایی که عملاً در شرایط مختلف امکان استفاده از آنها وجود دارد، بعلا

کم بودن ضریب اهمیت مشخصه های مختلف دارای امتیاز نهایی بسیار پایینی نسبت به سایر روشها

می گردند، در صورتی که در عمل امکان استفاده از آنها وجود دارد. بنابراین برای هر یک از روشهای

استخراج یک ضریب همگنی تعریف شده است، بطوریکه حاصلضرب مجموع ضریب های اهمیت

روشهای مختلف استخراج و ضریب و همگنی بایکدیگر تقریباً برابر خواهد بود. در جدول شماره ۳-۷

ضریب های اهمیت هر مشخصه برای روشهای مختلف و همچنین ضریب همگنی نوشته شده است.

جدول ۳-۷ - ضریب اهمیت مشخصه های مختلف برای روشهای استخراج [۱۵]

مشخصه	روش استخراج									
	تخریب توده ای	کند و آکند	جبهه کار بلند	روپاز	اتاق و پایه	انباره ای	کرسی چینی	تخریب در طبقات فرعی	کارگاه در طبقات فرعی	برش از بالا
شکل عمومی	۱۵	۱	۵	۱	۱	۵	۱	۵	۵	۵
توزیع عیار	۱	۱	۱۵	۱	۱	۵	۱	۵	۵	۱۵
ضخامت	۱۰	۱	۵	۱۰	۵	۵	۱	۵	۵	۱
شیب	۵	۱	۵	۱۰	۱۰	۱۰	۱	۱۰	۱۰	۱
عمق	۱	۱	۱	۱۵	۱۰	۱	۱	۱	۱	۱
بازیابی	۵	۱	۱	۱	۵	۱	۱	۵	۵	۱
مقدار تولید	۵	۱	۵	۵	۱	۵	۵	۵	۵	۵
نشست	۱۵	۱	۱۵	۱۵	۱۵	۱۵	۱	۱۵	۱۵	۱۵
کمر بالا	۱۵	۱	۵	۱۰	۱۰	۵	۱	۱۵	۱۰	۵
کانسار	۵	۱	۱	۱	۱۰	۵	۱	۵	۵	۱
کمر پایین	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱	۱
ضریب همگنی	۱/۰۰	۷/۰۹	۱/۳۲	۱/۱۱	۱/۱۳	۱/۳۴	۵/۲۰	۱/۰۸	۱/۱۶	۱/۵۳

امتیاز مشخصه ها برای هر یک از روش های استخراج تعیین شده و در جدول ۳-۸ تا ۳-۴۱ نوشته شده است. در این جداول عددی که در قسمت بالا هر ردیف قرار دارد، مربوط به امتیاز مشخصه در ارتباط با روش استخراج مورد نظر می باشد و عددی که در قسمت پایین قرار دارد، حاصل ضرب امتیاز مشخصه در ضریب اهمیت مربوطه می باشد.

در مورد مشخصه هایی که نمی توان آنها را به تنهایی بررسی کرد و حتماً باید آن مشخصه در ارتباط با مشخصه های دیگر مورد مطالعه و بررسی قرار گیرد، شماره جدولی نوشته شده که آن مشخصه ها را بطور مشترک مورد ارزیابی قرار می دهد.

جدول ۳-۸ - امتیاز شکل کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	بی شکل	لایه ای یا رگه ای	توده ای
تخریب توده ای	-۱۰۰	جدول	+۲
	-۱۵۰۰	۱۹-۲	+۳۰
کند و آکند	+۱	+۲	+۲
	+۱	+۲	+۲
جبهه کار بلند	-۱۰۰	جدول	۰
	-۵۰۰	۲۰-۲	۰
روباز	۰	جدول	+۲
	۰	۲۱-۲	+۲
اتاق و پایه	جدول	جدول	۰
	۲۳-۲	۲۲-۲	۰
انباره ای	-۱۰۰	جدول	۰
	-۵۰۰	۲۴-۲	۰
کرسی چینی	۰	+۱	+۲
	۰	+۱	+۲
تخریب در طبقات فرعی	-۱۰۰	جدول	+۲
	-۵۰۰	۲۶-۲	+۱۰
کارگاه در طبقات فرعی	-۱۰۰	جدول	۲
	-۵۰۰	۲۸-۲	+۱۰
برش از بالا	-۱۰۰	جدول	+۲
	-۵۰۰	۳۰-۲	+۱۰

جدول ۳-۹ - امتیاز توزیع عیار کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	بی شکل	لایه ای یا رگه ای	توده ای
تخریب توده ای	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲
کند و آکند	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲
جبهه کار بلند	-۱۰۰	-۱۰۰	۲
	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	+۳۰
روباز	-۲	۰	+۲
	-۱۰	۰	+۱۰
اتاق و پایه	جدول	۰	+۲
	۳۱-۲	۰	+۲
انباره ای	-۱۰۰	۰	+۲
	-۵۰۰	۰	+۱۰
کرسی چینی	-۲	۰	+۲
	-۲	۰	+۲
تخریب در طبقات فرعی	-۱۰۰	-۲	+۲
	-۵۰۰	-۱۰	+۱۰
کارگاه در طبقات فرعی	-۱۰۰	-۲	+۲
	-۵۰۰	-۱۰	+۱۰
برش از بالا	-۱۰۰	-۱۰۰	۲
	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	+۳۰

جدول ۳-۱۰ - امتیاز ضخامت کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	ضخامت متوسط	نازک	خیلی نازک
تخریب توده ای	+۲	+۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۲۰	+۲۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰
کند و آکند	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
جبهه کار بلند	-۱۰۰	-۲	-۱	+۱	+۲
	-۵۰۰	-۱۰	-۵	+۵	+۱۰
روباز	+۲	+۱	۰	-۲	-۱۰۰
	+۲۰	+۱۰	۰	-۲۰	-۱۰۰۰
اتاق و پایه	-۱۰۰	-۱	+۲	+۲	+۱
	-۵۰۰	-۵	+۱۰	+۱۰	+۵
انباره ای	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱	+۲	+۱
	-۵۰۰	-۵۰۰	-۵	+۱۰	+۵
کرسی چینی	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
تخریب در طبقات فرعی	+۲	+۲	+۱	جدول ۳۲-۲	جدول ۳۲-۲
	+۱۰	+۱۰	+۵		
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	+۲	جدول ۳۳-۲	جدول ۳۳-۲
	+۱۰	+۱۰	+۱۰		
برش از بالا	+۲	+۲	+۱	-۱	-۲
	+۲	+۲	+۱	-۱	-۲

جدول ۳-۱۱ - امتیاز شیب کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
تخریب توده ای	+۲	+۲	+۱	+۲	+۲
	+۱۰	+۱۰	+۵	+۱۰	+۱۰
کند و آکند	+۲	+۲	+۱	۰	۰
	+۲	+۲	+۱	۰	۰
جبهه کار بلند	-۲	-۱	۰	+۱	+۲
	-۱۰	-۵	۰	+۵	+۱۰
روباز	-۲	-۲	۰	+۲	+۲
	-۲۰	-۲۰	۰	+۲۰	+۲۰
اتاق و پایه	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۱	+۲
	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰	-۲۰	+۱۰	+۲۰
انباره ای	+۲	+۲	جدول ۳۴-۲	جدول ۳۴-۲	جدول ۳۴-۲
	+۲۰	+۲۰			
کرسی چینی	+۲	+۲	+۱	+۱	+۱
	+۲	+۲	+۱	+۱	+۱
تخریب در طبقات فرعی	+۲	+۲	جدول ۳۵-۲	جدول ۳۵-۲	جدول ۳۵-۲
	+۲۰	+۲۰			
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	جدول ۳۶-۲	جدول ۳۶-۲	جدول ۳۶-۲
	+۲۰	+۲۰			
برش از بالا	+۲	+۱	-۱	-۲	-۲
	+۲	+۱	-۱	-۲	-۲

جدول ۳-۱۲ - امتیاز عمق کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	خیلی عمیق	عمیق	عمق متوسط	کم عمق	خیلی کم عمق
تخریب توده ای	+۲	+۱	۰	-۲	-۱۰۰
	+۲	+۱	۰	-۲	-۱۰۰
کند و آکند	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
جبهه کار بلند	+۲	+۲	+۱	۰	-۱
	+۲	+۲	+۱	۰	-۱
روباز	جدول ۴۱-۲	جدول ۴۰-۲	جدول ۳۹-۲	جدول ۳۸-۲	جدول ۳۷-۲
اتاق و پایه	-۱۰۰	-۲	+۲	+۲	+۲
	-۱۰۰۰	-۲۰	+۲۰	+۲۰	+۲۰
انباره ای	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
کرسی چینی	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
تخریب در طبقات فرعی	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
کارگاه در طبقات فرعی	-۲	-۱	+۲	+۲	+۲
	-۲	-۱	+۲	+۲	+۲
برش از بالا	+۲	+۲	+۱	۰	-۱
	+۲	+۲	+۱	۰	-۱

جدول ۳-۱۳ - امتیاز بازیابی مورد نیاز برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	خیلی زیاد	زیاد	متوسط
تخریب توده ای	-۱۰۰	-۲	+۲
	-۵۰۰	-۱۰	+۱۰
کند و آکند	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲
جبهه کار بلند	۰	+۲	-۲
	۰	+۲	-۲
روباز	+۲	+۲	+۲
اتاق و پایه	-۱۰۰	-۲	+۲
	-۵۰۰	-۱۰	+۱۰
انباره ای	-۱	+۲	-۱
	-۱	+۲	-۱
کرسی چینی	+۲	+۱	-۲
	+۲	+۱	-۲
تخریب در طبقات فرعی	-۱۰۰	+۲	+۲
	-۵۰۰	+۱۰	+۱۰
کارگاه در طبقات فرعی	-۱۰۰	+۲	+۲
	-۵۰۰	+۱۰	+۱۰
برش از بالا	+۲	+۱	-۲
	+۲	+۱	-۲

جدول ۳-۱۴ - امتیاز مقدار تولید سالانه برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	زیاد	متوسط	کم
تخریب توده ای	+۲	-۱	-۲
	+۱۰	-۵	-۱۰
کند و آکند	+۱	+۲	+۱
	+۱	+۲	+۱
جبهه کار بلند	-۱	+۲	+۱
	-۵	+۱۰	+۵
روپاز	+۲	-۱	-۲
	+۱۰	-۵	-۱۰
اتاق و پایه	+۲	+۲	+۱
	+۲	+۲	+۱
انباره ای	-۲	+۱	+۲
	-۱۰	+۵	+۱۰
کرسی چینی	-۱۰۰	-۱	+۲
	-۵۰۰	-۵	+۱۰
تخریب در طبقات فرعی	+۲	+۱	-۲
	+۱۰	+۵	-۱۰
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۱	-۲
	+۱۰	+۵	-۱۰
برش از بالا	-۱۰۰	۰	+۲
	-۵۰۰	۰	+۱۰

جدول ۳-۱۵ - امتیاز وضعیت نشست زمین برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	مجاز	غیر مجاز
تخریب توده ای	+۲	-۱۰۰
	+۳۰	-۱۵۰۰
کند و آکند	+۲	+۲
	+۲	+۳
جبهه کار بلند	+۲	-۱۰۰
	+۳۰	-۱۵۰۰
روپاز	۰	-۱۰۰۰۰
	۰	-۱۵۰۰۰۰
اتاق و پایه	+۲	-۱۰۰
	+۳۰	-۱۵۰۰
انباره ای	+۲	-۱۰۰
	+۳۰	-۱۵۰۰
کرسی چینی	+۲	+۲
	+۲	+۲
تخریب در طبقات فرعی	+۲	-۱۰۰
	+۳۰	-۱۵۰۰
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	-۱۰۰
	+۳۰	-۱۵۰۰
برش از بالا	+۲	-۱۰۰
	+۳۰	-۱۵۰۰

جدول ۳-۱۶ - امتیاز طبقه بندی ژئو تکنیکی کمر بالا برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	خیلی خوب	خوب	متوسط	ضعیف	خیلی ضعیف
تخریب توده ای	-۱۰۰	-۱۰۰	۰	+۱	+۲
	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	۰	+۱۵	+۳۰
کند و آکند	+۲	+۲	+۱	۰	۰
	+۲	+۲	+۱	۰	۰
جبهه کار بلند	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۱	-۱۰۰
	-۵۰۰	-۵۰۰	-۲	+۵	-۵۰۰
روپاز	+۲	+۲	۰	-۱	-۲
	+۲۰	+۲۰	۰	-۱۰	-۲۰
اتاق و پایه	+۲	+۲	۰	-۲	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	۰	-۱۰	-۵۰۰
انباره ای	+۲	+۲	۰	-۲	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	۰	-۱۰	-۵۰۰
کرسی چینی	+۲	+۲	۰	-۱	-۲
	+۲	+۲	۰	-۱	-۲
تخریب در طبقات فرعی	-۱۰۰	-۱۰۰	۰	+۱	+۲
	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	۰	+۱۵	+۳۰
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰
	+۲۰	+۲۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰
برش از بالا	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۱	+۲
	-۵۰۰	-۵۰۰	-۱۰	+۵	+۱۰

جدول ۳-۱۷ - امتیاز طبقه بندی ژئو تکنیکی کانسار برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روش استخراج	خیلی خوب	خوب	متوسط	ضعیف	خیلی ضعیف
تخریب توده ای	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۲	+۲
	-۵۰۰	-۵۰۰	-۱۰	+۱۰	+۱۰
کند و آکند	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
جبهه کار بلند	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
روپاز	+۲	+۲	۰	-۲	-۲
	+۲	+۲	۰	-۲	-۲
اتاق و پایه	+۲	+۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۲۰	+۲۰	-۲۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰
انباره ای	+۲	+۲	۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	۰	-۵۰۰	-۵۰۰
کرسی چینی	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
تخریب در طبقات فرعی	+۲	+۱	۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۵	۰	-۵۰۰	-۵۰۰
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	۰	-۵۰۰	-۵۰۰
برش از بالا	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲
	+۲	+۲	+۲	+۲	+۲

جدول ۳-۱۸ - امتیاز طبقه بندی ژئو تکنیکی کمر پایین برای روشهای مختلف با شیوه U.M.M.S [۱۵]

روشن استخراج	خیلی خوب	خوب	متوسط	ضعیف	خیلی ضعیف
تخریب توده ای	+۲	+۱	۰	-۱	-۲
کند و آکند	۰	۰	۰	۰	۰
جبهه کار بلند	۰	۰	۰	۰	۰
روپاز	+۲	+۱	۰	-۱	-۲
اتاق و پایه	۰	۰	۰	۰	۰
انباره ای	+۲	+۱	۰	-۱	-۲
کرسی چینی	۰	۰	۰	۰	۰
تخریب در طبقات	+۲	+۱	۰	-۱	-۲
فرعی	+۲	+۱	۰	-۱	-۲
کارگاه در طبقات	+۲	+۱	۰	-۱	-۲
فرعی	+۲	+۱	۰	-۱	-۲
برش از بالا	۰	۰	۰	۰	۰

جدول ۳-۱۹ - امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش تخریب بزرگ با در نظر گرفتن

ضخامت متوسط کانسار [۱۵]

روشن استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
تخریب	+۲	+۱	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
توده ای	+۳۰	+۱۵	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰

جدول ۳-۲۰ - امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش جبهه کار بلند با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روشن استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
جبهه کار	-۲	-۱	۰	+۱	+۲
بلند	-۱۰	-۵	۰	+۵	+۱۰

جدول ۳-۲۱ - امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش روپاز با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روشن استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
روپاز	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۱	+۲
	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۱	+۲

جدول ۳-۲۲- امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش اتاق و پایه با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
اتاق و پایه	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۲	+۲
	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۲	+۲

جدول ۳-۲۳- امتیاز کانسارهای بی شکل برای استخراج به روش اتاق و پایه با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
اتاق و پایه	-۱۰۰	-۱۰۰	-۲	+۲	+۲
	-۵۰۰	-۵۰۰	-۱۰	+۱۰	+۱۰

جدول ۳-۲۴- امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش انباره ای با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
انباره ای	+۲	+۱	جدول	جدول	جدول
	+۱۰	+۵	۲۵-۲	۲۵-۲	۲۵-۲

جدول ۳-۲۵- امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش انباره ای با در نظر گرفتن

ضخامت (شیب کانسار افقی تا متوسط) [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
انباره ای	+۲	+۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	-۱۰	-۵۰۰	-۵۰۰

جدول ۳-۲۶- امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش تخریب طبقات فرعی با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
تخریب در طبقات فرعی	+۲	+۲	جدول	جدول	جدول
	+۱۰	+۱۰	۲۷-۲	۲۷-۲	۲۷-۲

جدول ۳-۲۷- امتیاز کانسارهای لایه ای با شیب افقی تا متوسط با در نظر گرفتن

ضخامت متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
تخریب در طبقات فرعی	+۲	+۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	-۵۰۰	-۵۰۰	-۵۰۰

جدول ۳-۲۸- امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش کارگاه در طبقات فرعی با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	جدول ۲۹-۲	جدول ۲۹-۲	جدول ۲۹-۲
	+۱۰	+۱۰			

جدول ۳-۲۹- امتیاز کانسارهای لایه ای با شیب افقی تا متوسط با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	-۵۰۰	-۵۰۰	-۵۰۰

جدول ۳-۳۰- امتیاز کانسارهای لایه ای برای استخراج به روش برش از بالا با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
برش از بالا	+۲	+۱	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۵	-۵۰۰	-۵۰۰	-۵۰۰

جدول ۳-۳۱- امتیاز کانسارهای با توزیع عیار مغشوش برای استخراج به روش اتاق و پایه با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
اتاق و پایه	-۲	-۱	۰	+۲	+۲
	-۲	-۱	۰	+۲	+۲

جدول ۳-۳۲- امتیاز کانسارهای بسیار نازک و نازک برای استخراج به روش تخریب طبقات فرعی با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
تخریب طبقات فرعی	+۲	+۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	-۱۰	-۵۰۰	-۵۰۰

جدول ۳-۳۳- امتیاز کانسارهای بسیار نازک و نازک برای استخراج به روش کارگاه در طبقات فرعی با در نظر گرفتن

شیب متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	قائم	پر شیب	شیب متوسط	کم شیب	افقی
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۱۰	+۱۰	-۱۰	-۵۰۰	-۵۰۰

جدول ۳-۳۴- امتیاز کانسارهای افقی تا متوسط شیب برای استخراج به روش انباره ای با در نظر گرفتن ضخامت متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
انباره ای	+۲	+۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۲۰	+۲۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰

جدول ۳-۳۵- امتیاز کانسارهای با شیب افقی تا متوسط برای استخراج به روش تخریب طبقات فرعی با در نظر گرفتن ضخامت متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
تخریب طبقات فرعی	+۲	+۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۲۰	+۲۰	-۲۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰

جدول ۳-۳۶- امتیاز کانسارهای با شیب افقی تا متوسط برای استخراج به روش کارگاه در طبقات فرعی با در نظر گرفتن ضخامت متوسط کانسار [۱۵]

روش استخراج	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
کارگاه در طبقات فرعی	+۲	+۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۲۰	+۲۰	-۲۰	-۱۰۰۰	-۱۰۰۰

جدول ۳-۳۷- امتیاز کانسارهای خیلی کم عمق برای استخراج به روش روباز [۱۵]

شیب	ضخامت	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
افقی	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۱
	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۱۵
کم شیب	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۱
	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۱۵
متوسط شیب	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۲	-۲
	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۳۰	-۳۰
پر شیب	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۲	-۱۰۰
	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۳۰	-۱۵۰۰
قائم	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۲	-۱۰۰
	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۳۰	-۱۵۰۰

جدول ۳-۳۸- امتیاز کانسارهای کم عمق برای استخراج به روش روباز [۱۵]

شیب	ضخامت	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
افقی		+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۲	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۳۰	-۱۵۰۰
کم شیب		+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۲	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۳۰	-۱۵۰۰
متوسط شیب		+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۱	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۱۵	-۱۵۰۰
پر شیب		+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۱	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۱۵	-۱۵۰۰
قائم		+۱۰۰۰	+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۱	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۱۵	-۱۵۰۰

جدول ۳-۳۹- امتیاز کانسارهای با عمق متوسط برای استخراج به روش روباز [۱۵]

شیب	ضخامت	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
افقی		+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۲	-۲	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۳۰	-۳۰	-۱۵۰۰
کم شیب		+۱۰۰۰	+۱۰۰	+۲	-۲	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۱۵۰۰	+۳۰	-۳۰	-۱۵۰۰
متوسط شیب		+۱۰۰۰	+۲	+۱	-۲	-۱۰۰
		+۱۵۰۰۰	+۳۰	+۱۵	-۳۰	-۱۵۰۰
پر شیب		+۱۰۰	+۲	۰	-۲	-۱۰۰
		+۱۵۰۰	+۳۰	۰	-۳۰	-۱۵۰۰
قائم		+۱۰۰	+۲	۰	-۲	-۱۰۰
		+۱۵۰۰	+۳۰	۰	-۳۰	-۱۵۰۰

جدول ۳-۴۰- امتیاز کانسارهای عمیق برای استخراج به روش روباز [۱۵]

شیب	ضخامت	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
افقی		+۲	۰	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
		+۳۰	۰	-۳۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
کم شیب		+۲	۰	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
		+۳۰	۰	-۳۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
متوسط شیب		+۱	-۱	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰
		+۱۵	-۱۵	-۳۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
پر شیب		-۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
		-۳۰	-۳۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
قائم		-۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
		-۳۰	-۳۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰

جدول ۳-۴۱- امتیاز کانسارهای خیلی عمیق برای استخراج به روش روباز [۱۵]

ضخامت شیب	خیلی ضخیم	ضخیم	متوسط	نازک	خیلی نازک
افقی	+۲	+۱	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۳۰	+۱۵	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
کم شیب	+۲	+۱	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	+۳۰	+۱۵	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
متوسط شیب	۰	۰	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	۰	۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
پر شیب	-۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	-۳۰	-۳۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰
قائم	-۲	-۲	-۱۰۰	-۱۰۰	-۱۰۰
	-۳۰	-۳۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰	-۱۵۰۰

۳-۳-۳- طرح های تحلیلی انتخاب روش استخراج

روشهای تحلیلی از بهترین تکنیکهای انتخاب روش استخراج می باشند که امروزه مورد استقبال مهندسان و مدیران در زمینه های مختلف تصمیم گیری قرار گرفته اند. انتخاب روش استخراج نوعی از تصمیم گیری است که بسیاری از پارامترهای مربوط به آن با یکدیگر در ارتباط هستند و تغییرات آنها بر روی یکدیگر تأثیر می گذارد. در طرح های کمی هر پارامتر به چند حالت مختلف تقسیم شده و به هر حالت امتیاز خاصی تعلق می گیرد و این امتیاز با تغییر مورد مطالعاتی ثابت می ماند. در صورتی که در روشهای تحلیلی هر پارامتر با توجه به مشخصات کانسار و شرایط بهینه برای روشهای استخراج امتیاز گرفته و از این بابت دارای انعطاف پذیری بیشتری نسبت به طرح های کمی می باشد. بطور کلی مهمترین ویژگیهای بارز روشهای تحلیلی به شرح زیر می باشند [۲۸]:

- ۱- دارای یک پایه ریاضی قوی می باشند.
- ۲- نقش شرایط و سیاستهای محلی به خوبی در امتیازدهی اعمال می گردد.
- ۳- در حال حاضر مقایسه زوجی به عنوان یکی از بهترین تکنیکهای امتیازدهی مطرح است.
- ۴- هر پارامتر بر اساس شرایط خاص کانسار امتیازدهی می شود و به میزان زیادی از وابستگی پارامترها به هم کاسته شده و می توان هر پارامتر را به طور جداگانه امتیازدهی کرد.
- ۵- برای امتیازدهی محدوده وسیعی وجود دارد.
- ۶- با بررسی مقدماتی مشخصات کانسار می توان برخی از روشهای استخراج را حذف کرد.

۷- به دلیل این که فقط چند روش که دارای شرایط خوب و شانس بیشتری برای انتخاب شدن هستند بررسی می شود، نیازی به امتیازهای منفی برای حذف کامل روش نیست. در اینجا به چند تکنیک تحلیلی مختلف که در این رابطه وجود دارد، اشاره می شود.

۳-۳-۱- طرح AHP¹

این تکنیک اولین بار در سال ۱۹۸۰ توسط توماس ال ساعتی^۲ مطرح شد. AHP طوری طراحی شده است که با ذهن و طبیعت بشری مطابق و همراه می شود و با آن پیش می رود و درحقیقت مجموعه ای از تصمیم گیری ها به یک شیوه منطقی می باشد. این تکنیک از یک طرف وابسته به تصورات شخصی و تجربه جهت شکل دادن و طرح ریزی سلسله مراتبی یک مسأله بوده و از طرف دیگر به منطق، درک و تجربه جهت تصمیم گیری و قضاوت نهایی مربوط می شود. AHP با توجه به اینکه یک ساختار و چارچوبی را جهت همکاری و مشارکت گروهی در تصمیم گیری ها و حل مشکلات مهیا می کند، کلیه افراد اعم از دانشمندان اجتماعی و فیزیکی، مهندسان و سیاستمداران و حتی افراد عامی را به خود جذب کرده است [۲۸].

اولین قدم در فرآیند AHP ایجاد یک نمایش گرافیکی سلسله مراتبی از یک مسأله واقعی پیچیده می باشد که در رأس آن هدف کلی و در سطوح بعدی پارامترها و گزینه ها قرار دارند. بطور کلی می توان گفت که روش ساختن یک سلسله مراتبی به نوع تصمیمی که باید اتخاذ شود، بستگی دارد. بطور مثال اگر تصمیم مورد نظر انتخاب یک روش استخراج بهینه باشد، می توان روشهای استخراج را به عنوان گزینه ها در پایین ترین سطح قرار داد و در سطح بعدی پارامترهایی که در انتخاب روش مؤثرند را به عنوان معیارها و در بالاترین سطح، هدف سلسله مراتبی که همان انتخاب مناسب ترین روش استخراج می باشد را قرار داد [۲۸].

در یک سلسله مراتبی محدودیتی برای تعداد سطوح وجود ندارد و گاهی اوقات خود پارامترها نیز باید به صورت جزئی تر مورد تجزیه و تحلیل واقع شوند که در این گونه موارد یک سطح زیر معیار به سلسله مراتبی اضافه می شود. اگر تمام معیارها دارای زیر معیار باشند سلسله مراتبی را کامل و در

1 - Analytical Hierarchy Process

2 - T.L.Saaty

غیر این صورت آن را ناقص می نامند. به عبارت دیگر در سلسله مراتبی ناقص معیارهای جزئی تر همگی با تمامی معیارهای سطح بالاتر بعدی مقایسه نمی شوند [۲۸].

در AHP عناصر هر سطح نسبت به عنصر مربوطه خود در سطح بالاتر به صورت زوجی^۱ مقایسه شده و با قرار دادن نتایج درون یک ماتریس، وزن آنها محاسبه می شود که این وزنها را وزن نسبی^۲ می نامند. بطور کلی یک ماتریس مقایسه زوجی به صورت زیر نشان داده می شود که در آن از ترجیح عنصر آم نسبت به عنصر ج نام است.

$$A = \begin{bmatrix} a_{11} & a_{12} & \dots & a_{1n} \\ a_{12} & a_{22} & \dots & a_{2n} \\ \vdots & \vdots & \ddots & \vdots \\ a_{n1} & a_{n2} & \dots & a_{nn} \end{bmatrix}$$

$$A = [a_{ij}] \quad i, j = 1, 2, \dots, n$$

در مقایسه زوجی، تصمیم گیرندگان از قضاوتهای شفاهی استفاده می کنند و در این راستا بر طبق نظر ساعتی، مقایسه عنصر I با عنصر J می تواند شامل یکی از طبقه های کمی و کیفی جدول ۳-۴۲ شود. به طور مثال روش روباز از نظر توان تولید بر روش کرسی چینی کاملاً مرجح و دارای امتیاز ۹ می باشد.

جدول ۳-۴۲- طبقه بندی کمی و کیفی ساعتی برای مقایسه زوجی معیارها [۲۸]

طبقه بندی کمی	طبقه بندی کیفی
۹	کاملاً مرجح، کاملاً مهمتر، کاملاً مطلوبتر
۷	ترجیح، اهمیت و مطلوبیت بسیار قوی
۵	ترجیح، اهمیت و مطلوبیت قوی
۳	کمی مرجح، کمی مهمتر، کمی مطلوبتر
۱	ترجیح، اهمیت و مطلوبیت یکسان
۸، ۶، ۴، ۲	ترجیحات بین فواصل فوق

1 - Pair - Wise Comparison

2 - Local Priority

پس از محاسبه وزن گزینه ها نسبت به معیارها و همچنین معیارها نسبت به هدف با توجه به این که وزن معیارها منعکس کننده اهمیت آنها در تعیین هدف بوده و وزن هر گزینه نسبت به معیارها سهم آن گزینه در معیار مربوطه می باشد، به سهولت می توان گفت که وزن نهایی^۱ هر گزینه از مجموع حاصل ضرب وزن هر معیار در وزن گزینه مربوطه از آن معیار بدست می آید. در نهایت هر گزینه دارای یک امتیاز نهایی می شود که بر اساس آن می توان بهترین گزینه را انتخاب کرد. مهمترین مزایای تکنیک تصمیم گیری چند معیاره AHP از دیدگاه ساعتی به شرح زیر می باشد [۲۸]:

- ۱ - فرآیند تحلیل سلسله مراتبی یک مدل یگانه، ساده و انعطاف پذیر برای حل محدوده وسیعی از مسایل بدون ساختار است که به راحتی قابل درک برای همگان می باشد.
- ۲ - برای حل مسائل پیچیده، فرآیند سلسله مراتبی هم نگرش سیستمی و هم تحلیل جزء به جزء را به صورت توأم به کار می برد. عموماً افراد در تحلیل مسائل یا کلی نگری کرده و یا به جزئیات پرداخته و کلیات را رها می کنند. در حالی که فرآیند تحلیل سلسله مراتبی هر دو بعد را با هم بکار می بندد.
- ۳ - فرآیند تحلیل سلسله مراتبی وابستگی را به صورت خطی در نظر می گیرد ولی برای حل مسائلی که اجزاء به صورت غیر خطی وابسته اند نیز به کار گرفته می شود.
- ۴ - فرآیند AHP اجزای یک سیستم را به صورت سلسله مراتبی سازماندهی می کند که این نوع سازماندهی با تفکر انسان تطابق داشته و اجزاء در سطوح مختلف طبقه بندی می شوند.
- ۵ - تحلیل سلسله مراتبی مقیاسی برای اندازه گیری معیارهای کیفی تهیه کرده و روشی برای تخمین و برآورد اولویتها فراهم می کند.
- ۶ - فرآیند AHP سازگاری^۲ منطقی قضاوتهای استفاده شده در تعیین اولویتها را محاسبه کرده و ارائه می نماید.
- ۷ - فرآیند تحلیل سلسله مراتبی منجر به تلفیق^۳ و برآورد رتبه نهایی هر گزینه می شود.

1 - Overall Priority

2 - Consistency

3 - Synthesis

۸- فرآیند AHP در یک سیستم اولویت وابسته به فاکتورها را در نظر گرفته و بین آنها تعادل^۱ برقرار می کند و فرد را قادر می سازد که بهترین گزینه را بر اساس اهدافش انتخاب کند.

۹- فرآیند تحلیل سلسله مراتبی بر روی قضاوت و توافق گروهی^۲ اصرار و پافشاری ندارد ولی تلفیقی از قضاوت های گوناگون را می تواند ارائه نماید.

۱۰- فرآیند AHP فرد را قادر می سازد که تعریف خود را از یک مسأله تصحیح کند و قضاوت و تصمیم خود را بهبود بخشد.

با توجه به حجم زیاد پارامترهای مؤثر در انتخاب روش استخراج، بکارگیری دستی این تکنیک بسیار وقت گیر و همراه با اشتباه می باشد. نرم افزاری به نام **Expert Choice** ارائه گشته که به تحلیل مسائل تصمیم گیری چند معیاره با استفاده از تکنیک AHP می پردازد. این نرم افزار دارای توانایی زیادی بوده و علاوه بر امکان طراحی نمودار سلسله مراتبی، تصمیم گیری و طراحی سؤالات تعیین ترجیحات و اولویتها و محاسبه وزن نهایی، قابلیت تحلیل حساسیت تصمیم گیری نسبت به تغییرات در پارامترهای مسأله را نیز داراست. از همه مهمتر آنکه در بسیاری از موارد از نمودارها و گرافهای مناسب جهت ارائه نتایج و عملکردها سود جسته و ارتباطی ساده را با کاربر ایجاد می کند. این نرم افزار مورد حمایت پروفیسور ساعتی بنیانگذار روش فرآیند تحلیل سلسله مراتبی می باشد. از جمله معایب این نرم افزار محدود بودن تعداد پارامترها و گزینه ها می باشد که قادر نیست بیش از ۹ مورد را بررسی کند [۲۸].

۳-۳-۲- طرح منطق فازی

از سال ۱۹۶۵ که پروفیسور لطفی عسگرزاده، استاد ایرانی دانشگاه برکلی، مقاله خود را درباره مجموعه های فازی منتشر ساخت تا به امروز بیش از ۲۵۰۰۰ مقاله درباره تئوری فازی و کاربردهای آن نوشته شده است. امروزه کاربرد تئوری فازی از علوم مهندسی تا علوم پایه و از علوم انسانی و اجتماعی تا پزشکی و علوم بهداشتی گسترش یافته است. این امر به واسطه قابلیت فراوان تئوری فازی

1 - Tradeoffs

2 - Judgment & Consensus

در تفسیر و تحلیل داده‌های مبهم و ناکافی مسائل پیچیده می‌باشد. منطق فازی بیانگر مفاهیم چند ارزشی به جای مقادیر دو ارزشی است. بعضی از مفاهیم را نمی‌توان توسط ریاضیات معمولی که بر معیارهای دو ارزشی استوار است بیان نمود و در این موارد می‌توان از ریاضیات فازی استفاده کرد [۲۹].

الف- مفاهیم اولیه فازی

ایمان و اعتقاد به سیاه و سفیدها و این نظام دو ارزشی به گذشته باز می‌گردد و حداقل به یونان قدیم می‌رسد. منطق دودویی ارسطو به یک قانون منتهی شد و آن این بود: یا « این » یا « نه این ». آسمان آبی است یا آبی نیست. آسمان نمی‌تواند هم آبی باشد و هم آبی نباشد. آن نمی‌تواند هم A باشد و هم A نباشد.

بودا در هند، پنج قرن قبل از مسیح و تقریباً دو قرن قبل از ارسطو زندگی می‌کرد. اولین قدم در سیستم اعتقادی او گریز از جهان کلمات سیاه و سفید و دریدن این حجاب دو ارزش و هدف او نگریستن به جهان به صورتی است که هست. ورنر هایزنبرگ به فیزیکدانها نشان داد که اینطور نیست که همه اظهارات و مطالب عامی الزاماً یا درست یا نادرست باشند. اگر نخواهیم بگوییم همه آنها ولو بیشتر آنها چیزهایی میانه هستند، نامطمئن هستند، خاکستری یا فازی هستند.

جهان خاکستری است اما علم، سیاه و سفید. ما درباره صفرها و یکها صحبت می‌کنیم اما حقیقت چیزی بین آنهاست. در اینجا جهان فازی داریم که توصیف آن غیرفازی است. جملات و بیان‌های منطقی صوری و برنامه‌ریزی رایانه، همگی به شکل درست یا نادرست، صفر یا یک است. اما بیان‌های مربوط به جهان واقعی متفاوت است. بیان‌های واقعیت همگی درست یا نادرست نیستند، حقیقت آنها چیزی بین یک و صفر است، چند ارزش هستند، خاکستری یا فازی هستند.

زبان علم، زبان ریاضیات و منطق و برنامه‌ریزی رایانه، همچنان سیاه و سفید است. در این محدوده با بیاناتی که صد در صد درست یا صد در صد نادرست هستند، کار می‌شود [۲۹].

ب- تعاریف مقدماتی تئوری فازی

یک مجموعه به صورت کلاسیک و قطعی^۱ مجموعه‌ای است از عناصر یا اجزاء $x \in X$ که X می‌تواند محدود، قابل شمارش یا غیرقابل شمارش باشد. هر جزء منفرد، می‌تواند متعلق به مجموعه X باشد و یا نباشد. در صورت تعلق عضو x به مجموعه X درجه عضویت آن یک و در غیر این صورت درجه عضویت آن صفر است. عضویت در یک مجموعه کلاسیک را می‌توان به چندین روش توصیف کرد. یک طریقه شمردن لیست اجزائی است که می‌تواند به یک مجموعه متعلق باشد که به صورت تحلیلی و با قرار دادن شرطی برای عضویت توصیف می‌شود، مانند $A = \{x | x \leq 5\}$. صورت دیگر تعریف عضویت در مجموعه با استفاده از تابع نشانگر^۲ می‌باشد که در آن عدد یک نشان دهنده عضویت بوده و صفر نمایانگر عدم عضویت است. برای یک مجموعه فازی تابع نشانگر می‌تواند درجات مختلفی از عضویت برای عناصر مجموعه داده شده به خود بگیرد [۲۹].

به عبارت دیگر اگر X را یک مجموعه مرجع دلخواه در نظر بگیریم، تابع نشانگر هر زیر مجموعه معمولی A از X ، یک تابع از X به $\{0, 1\}$ است، که اینگونه تعریف می‌شود:

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 1 & x \in A \\ 0 & x \notin A \end{cases} \quad (۱-۳)$$

حال اگر برد تابع نشانگر را از مجموعه دو عضوی $\{0, 1\}$ به بازه $[0, 1]$ توسعه دهیم، یک تابع خواهیم داشت که به هر x از X عددی را از بازه $[0, 1]$ نسبت می‌دهد که این تابع را تابع عضویت^۳ می‌نامیم. اکنون A دیگر یک مجموعه معمولی نیست، بلکه یک مجموعه فازی است.

- یک تعریف:

در صورتیکه X را مجموعه مرجع موضوع مورد بحث در نظر بگیریم یک مجموعه فازی A در X مجموعه‌ای از زوجهای مرتب $A = \{x, \mu_A(x) | x \in X\}$ است. در اینجا $\mu_A(x)$ تابع نشانگر (تابع عضویت) از x در A که میزان تعلق x به مجموعه فازی A را نشان می‌دهد. و $\mu_A(x)$ ممکن است هر مقدار حقیقی در فاصله $[0, 1]$ را بگیرد:

$$\mu_A(x) : x \rightarrow [0, 1] \quad (۲-۳)$$

1 - Crisp

2 - Characteristic

3 - Membership Function

پس هر چه مقدار $\mu_A(x)$ به عدد یک نزدیک تر باشد نشان دهنده تعلق بیشتر x به مجموعه فازی A است و بالعکس نزدیکی آن به صفر نشان دهنده تعلق کمتر x به A است. همچنین در صورتیکه A تنها شامل تابع نشانگر ۱ و ۰ باشد، A یک مجموعه غیرفازی است و تابع عضویت آن مانند یک مجموعه قطعی خواهد بود. پس مجموعه‌های معمولی و توابع عضویت آنها را می‌توان به عنوان حالت‌های خاصی از مجموعه‌های فازی و توابع عضویت آنها در نظر گرفت.

- مثال ۱: مجموعه $X = \{1, 2, 3, 4, 5\}$ یک زیرمجموعه معمولی از X شامل اعداد کوچکتر از ۴ به صورت زیر است:

$$A = \{1, 2, 3\}$$

که تابع عضویت آن عبارت است از:

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 1 & x = 1, 2, 3 \\ 0 & x = 4, 5 \end{cases}$$

که در اینجا $\mu_A(2) = 1$ یعنی عدد ۲ عضو A است و $\mu_A(4) = 0$ یعنی عدد ۴ عضو A نیست. به عبارت دیگر عدد ۲ ویژگی کوچکتر از ۴ را دارد و عدد ۴ این ویژگی را ندارد. اکنون یک زیرمجموعه فازی از X که کوچک بودن را نشان می‌دهد می‌توان به وسیله تابع عضویت زیر تعریف نمود:

$$\mu_B(x) = \begin{cases} 1 & x = 1 \\ 0.6 & x = 2 \\ 0.3 & x = 3 \\ 0.1 & x = 4 \\ 0 & x = 5 \end{cases}$$

در اینجا $\mu_B(2) = 0.6$ یعنی عدد ۲ با درجه ۰/۶ عضو مجموعه فازی B است و $\mu_B(5) = 0$ یعنی عدد ۵ اصلاً عضو مجموعه فازی B نیست و $\mu_B(1) = 1$ یعنی عدد یک کاملاً عضو مجموعه فازی B است. به عبارت دیگر عدد ۲ ویژگی کوچک بودن به بیان فوق را با درجه ۰/۶ داراست و عدد ۵ اصلاً خاصیت فوق را دارا نیست و عدد ۱ کاملاً داراست.

مجموعه‌های فازی را به صورت‌های زیر نمایش می‌دهند:

$$A = \{(x, \mu_A(x)); x \in X\} \quad (3-3)$$

که در آن $\mu_A(x)$ تابع عضویت و X مقدار حقیقی است.

$$A = \left\{ \frac{\mu_A(x_1)}{x_1}, \frac{\mu_A(x_2)}{x_2}, \dots, \frac{\mu_A(x_n)}{x_n} \right\} \quad (4-3)$$

فرم دیگر مجموعه فازی به صورت زیر است:

$$A = \mu_A(x_1)/x_1 + \mu_A(x_2)/x_2 + \mu_A(x_3)/x_3 + \dots + \mu_A(x_n)/x_n = \sum \mu_A(x_i)/x_i \quad (5-3)$$

که در اینجا منظور از + اجتماع است نه جمع حسابی.

همچنین هنگامی که X یک مجموعه پیوسته باشد، نماد زیر بکار می‌رود:

$$A = \int_x \mu_A(x)/x \quad (6-3)$$

که منظور از علامت \int ، اجتماع است.

- مثال ۲: اگر X را یک مجموعه دلخواه از مقیاس‌های متریک در نظر بگیریم:

$$X = \{1.4, 1.5, 1.6, 1.7, 1.8, 1.9, 2.0\}$$

A نشان دهنده مفهوم بلندی را می‌توان به صورت جفت‌های مرتب به صورت زیر نشان داد:

$$A = \left\{ \frac{0.3}{1.4}, \frac{0.5}{1.5}, \frac{0.7}{1.6}, \frac{0.9}{1.7}, \frac{1}{1.8}, \frac{1}{1.9}, \frac{1}{2.0} \right\}$$

که در آن $\mu(1.4) = 0.3$ و $\mu(1.5) = 0.5$ و ...

همچنین یک بیان از تابع عضو یک پیوسته از مجموعه فازی A که نشان‌دهنده مفهوم بلندی است،

به صورت زیر می‌باشد [۲۹].

$$\mu_A(x) = \begin{cases} 0 & x \leq 1 \\ 2(x-1)^2 & 1 \leq x \leq 1.5 \\ 1 - 2(2-x)^2 & 1.5 \leq x \leq 2 \\ 1 & x > 2 \end{cases}$$

ج- تصمیم‌گیری فازی

یکی از مسائل زندگی امروز بشر مسئله تصمیم‌گیری است. عنوان تصمیم‌گیری با توجه به اینکه چه کسی آن را استعمال می‌کند، می‌تواند مفاهیم جداگانه‌ای را بیان کند و در بعضی موارد می‌تواند ساختار قانونمند بپذیرد. در تصمیم‌گیری همیشه یک فضا از گزینه‌های تصمیم‌گیری وجود دارد که حالات مختلف را بیان می‌کنند و یک فضای هدف وجود دارد که پارامترهای مؤثر در انتخاب را معرفی می‌نماید. وقتی که تصمیم‌گیری تحت اطمینان کامل صورت می‌پذیرد، تصمیم‌گیرنده مطمئن است انتخاب گزینه‌ها با بالاترین درجه مطلوبیت، بهترین حالت طبیعی اظهار نظر را

می دهد. اما زمانی که تصمیم گیری تحت ریسک انجام می پذیرد، او نمی داند که کدام حالت واقعاً اتفاق خواهد افتاد و فقط امکان احتمال آن حالات را می داند پس تصمیم گیری خیلی مشکلتر خواهد شد که در این حالات از تصمیم گیری فازی استفاده می شود [۲۹].

۳-۳-۲-۱- الگوریتم فازی برای تصمیم گیری در مهندسی معدن

با توجه به طبیعت مسائل زمین شناسی و مهندسی معدن، تئوری فازی می تواند کاربرد گسترده ای در این علوم داشته باشد. البته علی رغم مزایای فراوان این تئوری فقط کاربردهای کمی از این تئوری در علوم زمین و مهندسی معدن گزارش شده است که ذیلاً به چند مورد آن اشاره می شود [۳۰]:

- ۱- طبقه بندی توده سنگ
- ۲- سیستم رتبه بندی تجهیزات معادن روباز
- ۳- انتخاب محل معدنکاری
- ۴- ارزیابی منشأ رسوبات یخچال
- ۵- پیش بینی شکل توده های معدنی
- ۶- کریجینگ فازی
- ۷- تلفیق لایه های اطلاعات در GIS
- ۸- تخمین عیار ماده معدنی
- ۹- تعیین الگو در اکتشاف ژئوشیمیایی هیدروکربنها
- ۱۰- حذف اثر لیتولوژی از داده های ژئوشیمیایی رسوبات

همانطور که ذکر گردید، در شاخه علم مهندسی معدن تحلیلگران به ندرت از فرآیند تصمیم گیری استفاده می کند چرا که در رابطه با خیلی از فاکتورها اطلاعات ناکافی و داده های مبهمی وجود دارد و تصمیم گیری اغلب بر پایه تجربیات صورت می پذیرد.

لازمه تصمیم گیری برای انتخاب روش استخراج مناسب یک کانسار، مد نظر قراردادن بسیاری از فاکتورها است. فاکتورهایی مانند ارتفاع لایه، کیفیت سقف و کف لایه، انتشار گاز، درجه ناخالصی و ... که هر کدام نقش بسیار مهمی را در مرحله انتخاب بازی می کنند.

برخی از پارامترهای زمین شناسی ذاتاً به صورت توصیفی بیان می شوند که در مورد آنها باید برآورد موضوعی به کار برده شود. بسیاری از خطاها ناشی از به کار بردن لغات کیفیتی می باشند که به طور نادرست توصیف شده اند. درجه اهمیت برخی از متغیرها در فرآیند تصمیم گیری با تعبیر کیفی به سمت مقدار نادرست میل میکند که در نهایت به خطا منجر خواهد شد. در خصوص عدم قطعیت در تصمیم گیری باید از روشهای آماری استفاده شود ولی اگر غیر دقیق بودن داده ها مربوط به بکاربردن لغات کیفی نادرست و خطای طبیعی موجود در متغیرها باشد، به کار بردن روش های آماری نیز مناسب نیستند. در چنین مواردی عدم دقت مربوط به کلمات و لغات مبهم توصیف شده است و با غیر واقعی بودن متفاوت می باشد.

در روش فازی هر نوع درجه بندی آلترناتیوها و وزن های عوامل بایستی دقیقاً شناخته شوند تا طبقه بندی آلترناتیوها به سادگی صورت گیرد. در وضعیت های واقعی و طبیعی ممکن است که این کمیت ها به طور دقیق شناخته نشوند. فاکتورهای یک آلترناتیو خاص حتی در بهترین حالات ممکن است توسط عناوین مجاوره ای مثل خوب، مناسب و غیر مناسب شناخته شوند و همواره مراحل ارزیابی بر پایه ملاحظات ذهنی است و چون مقداری ابهام و نادرستی همراه آلترناتیوها وجود دارد، نمی توان تصمیم گیری درستی انجام داد. در حیطه مفهوم فازی از این ابهامات چشم پوشی می شود. در حقیقت تعیین عملکردهای عضویت به مقدار بسیار زیادی به شرایط ذهنی اشخاص تصمیم گیرنده و همچنین پیشنهادهاتی که تحت یک سری ملاحظات خاص می باشد، بستگی دارد [۳۰].

پروسه تصمیم گیری از یک مجموعه فاکتور و چندین عضو که هر کدام از آنها شامل دستگاه آلترناتیو و یک سری از اعداد می باشد، تشکیل شده است. هر یک از اعداد نمایانگر یک نقطه نظر هستند. فرآیند درجه بندی فازی با نقطه نظرات بدبینی، خوش بینی، عقلانی بودن و عملیات اصلاح شده قابل ترکیب است. تصمیم گیری از دید بدبینانه ممکن است برای کم کردن خطر مفید باشد. با تعریف کردن بیشتر آلترناتیوها ماتریس مورد نظر تکمیل تر خواهد شد.

۳-۲-۲- تصمیم گیری چند شاخصه فازی^۱ (MADM)

طرح چند شاخصه فازی ترکیبی از تکنیک AHP و منطق فازی می باشد که در آن پارامترهای طرح AHP به وسیله منطق فازی امتیازدهی می شود.

هر چه یک تصمیم گیری بیشتر درگیر نیروی انسانی و همچنین سیستم های پیچیده شود، پدیده فازی بیشتر مسلط بر توضیح این سیستم ها می گردد. زیرا بنای اینگونه مجادلات نیز اصلی است که پروفیسور لطفی زاده بنام اصل غیر قابل مقایسه بودن توضیح داده است (هر چه پیچیدگی یک سیستم بیشتر می شود قدرت قضاوت انسان از نظر دقت و اهمیت برای رفتار سیستم کمتر می گردد به طوری که دقت و اهمیت در حد طرد کننده یکدیگر می شوند).

اغلب فرآیند MADM در ۲ مرحله صورت می گیرد [۳۱ و ۲۹]:

- اجتماع بر آوردها بوسیله لحاظ همه پارامترها و گزینه های انتخاب

- مرتب کردن گزینه های تصمیم با توجه به جمیع بر آورد ها

در مدلسازی MADM کلاسیک معمولاً گزینه های برآورد پایانی به وسیله اعداد حقیقی بیان می شوند ولی در مورد MADM فازی برآورد پایانی بوسیله مجموعه های فازی نمایش داده می شود. از جمله روشهای MADM فازی می توان به روش یاگر^۲ اشاره کرد که در سال ۱۹۸۷ و بر اساس اصل ماکزیمم - مینیمم بالمن و زاده^۳ ارائه شده است [۳۱]. طبق این اصل اگر مجموعه گزینه های ممکن با $A = \{A_1, A_2, \dots, A_n\}$ ، مجموعه پارامترهای موثر در تصمیم گیری با $C = \{C_1, C_2, \dots, C_n\}$ و درجه عضویت هر گزینه را نسبت به یکی از پارامترها با $\mu_{c_i}(A)$ نمایش داده شود، مجموعه تصمیم گیری فازی اشتراک پارامترها خواهد بود و بعبارت دیگر برای هر یک از گزینه ها می توان به صورت زیر نوشت:

$$\mu_{D(A_1)} = \min\{\mu_{c_1}(A_1), \mu_{c_2}(A_1), \dots, \mu_{c_n}(A_1)\} \quad (۷-۳)$$

و در نهایت تصمیم بهینه (A^*) گزینه ای است که دارای بیشترین مقدار برای عبارت فوق باشد.

$$\mu_D(A^*) = \max\{\mu_D(A_1)\} \quad (۸-۳)$$

1 - Multiple Attribute Decision Making

2 - Yager

3 - Bellman & Zadeh

لازم به ذکر است که یاگر پیشنهاد می کند برای تعیین وزن نسبی هر پارامتر برای گزینه های مختلف و همچنین وزن بین خود معیارها از روش مقایسه زوجی ساعتی استفاده می شود [۳۱]. نکته قابل توجه آن است که اگر معیار i نسبت به معیار j دارای اهمیت w_{ij} باشد، در آن صورت معیار j نسبت به معیار i دارای اهمیت $w_{ji} = \frac{1}{w_{ij}}$ خواهد بود. بدین ترتیب ماتریسهای مقایسه زوجی برای تعیین وزن نسبی هر معیار برای هر گزینه و همچنین ماتریس مقایسه زوجی برای تعیین وزن نسبی معیارها برای رسیدن به هدف کلی ایجاد می گردد. در مرحله بعد وزن نسبی هر معیار با استفاده از بردار ویژه به ازای مقدار ویژه ماکزیمم ماتریس مقایسه زوجی به دست می آید. در نهایت وزن مطلق هر گزینه به دست آمده و گزینه با بالاترین وزن به عنوان گزینه بهینه انتخاب می گردد.

یک مثال - ماتریس مقایسه های زوجی را برای سه معیار C_1 ، C_2 و C_3 در صورتی که معیار C_2 نسبت به C_1 دارای اهمیت ۳، معیار C_3 نسبت به معیار C_1 دارای اهمیت ۲ و معیار C_2 نسبت به معیار C_3 دارای اهمیت ۳ باشند، به صورت زیر خواهد بود.

$$\begin{matrix} & C_1 & C_2 & C_3 \\ \begin{matrix} C_1 \\ C_2 \\ C_3 \end{matrix} & \begin{bmatrix} 1 & \frac{1}{3} & \frac{1}{2} \\ 3 & 1 & 3 \\ 2 & \frac{1}{3} & 1 \end{bmatrix} \end{matrix}$$

مقادیر ویژه این ماتریس $\lambda = [0 \quad 3.054 \quad 0]$ و مقدار ویژه ماکزیمم آن $\lambda_{\max} = 3.054$ خواهد بود. بنابراین وزن نسبی بین معیارها (بردار ویژه به ازای بیشترین مقدار ویژه) برابر است با:

$$W_j = [0.157 \quad 0.594 \quad 0.249]$$

این بردار وزنهای نمائی روش یاگر می باشد. لذا برای هر یک از سه گزینه داریم:

$$\mu_D(A_i) = \min \{ (\mu_{C_1}(A_i))^{0.157}, (\mu_{C_2}(A_i))^{0.594}, (\mu_{C_3}(A_i))^{0.249} \}$$

اگر وزن معیارها برای گزینه A_1 به ترتیب ۰/۷۵، ۰/۴ و ۰/۷، برای گزینه A_2 به ترتیب ۰/۸، ۰/۹۵ و ۰/۷۳ و برای گزینه A_3 به ترتیب ۰/۵۴، ۰/۳۲ و ۰/۴ باشد، داریم:

$$\mu_D(A_1) = \min \{ (0.75)^{0.157}, (0.4)^{0.594}, (0.7)^{0.249} \} = 0.58$$

$$\mu_D(A_2) = \min \{ (0.8)^{0.157}, (0.95)^{0.594}, (0.73)^{0.249} \} = 0.92$$

$$\mu_D(A_3) = \min \{ (0.54)^{0.157}, (0.32)^{0.594}, (0.4)^{0.249} \} = 0.51$$

گزینه بهینه (A^*) بر طبق اصل ماکزیمم - مینیمم بالمن و زاده گزینه A_2 خواهد بود.

فصل چهارم :

انتخاب روش استخراج مناسب
برای کانسار مس قلعه زری

۱-۴- تعیین پارامترهای انتخاب روش استخراج

همانطور که در فصل سوم بیان گردید، توسط افراد مختلف مشخصه های گوناگونی برای تعیین روش استخراج عنوان شده است. گرچه برای طراحی نهایی یک روش استخراج عوامل و مشخصه های بسیار زیادی باید در نظر گرفته شود ولی در عمل برخی از مشخصه ها نقش حساس و تعیین کننده ای در انتخاب روش استخراج دارند که باید توجه اصلی را روی آنها متمرکز کرد. مهمترین مشخصه های هندسی و مکانیک سنگی معدن مس قلعه زری که جهت انتخاب روش بایستی مورد توجه قرار گیرد، به شرح زیر می باشند.

۱-۱-۴- ضخامت کانسار^۱

رگه های معدنی در این منطقه دارای ضخامت غیر یکنواختی بوده و از چین خوردگی ملایمی برخوردارند. گاهی در فواصل کوتاه، ضخامت تا حدود چندین متر تغییر می کند و بطور کلی بین ۱ تا ۶/۵ متر ضخامت مشاهده می شود. رگه ۳ این کانسار کم ضخامت، رگه ۱ متوسط و رگه ۲ بهترین عیار و ضخامت را در این کانسار دارا می باشد.

بر اساس شواهد موجود هر چه از سطح به عمق رگه ها پیش می رویم ضخامت رگه ها تقلیل می یابد که این واقعیت را می توان با کمی فشار لیتواستاتیک در اعماق کم و افزایش تدریجی آن به سمت پایین که باعث تفاوت در میزان بازشدگی و در نتیجه ضخامت ماده معدنی خواهد شد، توضیح داد.

با توجه به نتایج حفاری های اکتشافی انجام شده در منطقه یک قلعه زری (جدول ۱-۴) و نتایج نمونه برداری از تونلها (پیوست ب)، در رده بندی طرحها، این کانسار جزء کانسارهای نازک (با ضخامت متوسط ۱/۳۴ متر) قرار می گیرد.

1 - Deposit Thickness

جدول ۴-۱- نتایج حفاری منطقه یک قلعہ زری [۱]

شماره حفاری	طبقه	ضخامت (متر)	مس (%)
۱	-۱۷۱	۲/۱۶	۱/۷۳
۲	-۱۴۷	۰/۷	-
	-۲۰۷	۰/۹۵	۰/۷۵
۳	-۱۶۲	۰/۴	۰/۷۵
	-۲۰۰	۰/۱۵	۱/۵
۴	-۹۹	۰/۲۱	-
	-۱۰۶	۰/۷	-
	-۱۸۲	۳/۱۱	۹/۳۴
۵	-۹۹	۲/۸۵	۵/۴۹
	-۱۵۷	۰/۷۵	۷/۱۲
۵	-۱۳۴	۷/۳۵	۹/۳۴
۶	-۱۰۰	۰/۶۵	۳/۶۰
		۳/۵۰	۲/۰۰
۷	-۱۹۲	۴/۹۰	۱/۸۷
۸	-۱۵۲	۰/۷	۳/۸۵
۹	-۱۴۰	۶/۷۰	۲/۶۷
۱۰	-۸۵	۴/۰۰	۱/۲۴
	-۱۲۱	۰/۰۴	-
۱۱	-۱۲۹	۰/۱۳	۲/۳۵
	-۱۴۵	۰/۲۵	۲/۱۲
	-۱۴۷	۰/۲۱	۱/۲۰
	-۱۵۱	۱/۱۰	۱/۰۰
	-۱۶۰	۳/۰	۱/۰۰
۱۱ ^۲	-۱۲۱	۰/۱۷	۱/۰۰
	-۱۲۳	۰/۷۰	۵/۴۵
	-۱۲۴	۰/۱۶	۲/۱۵
	-۱۲۷	۰/۱۲	۰/۳۵
۲۰-۱	-۱۰۳	۰/۴۷	۳/۳۰
	-۱۵۶	۱/۱۵	۱/۰۰
	-۱۶۰	۱/۵۰	۱/۵۰
۲۰-۲	-۹۴	۲/۲۵	۱/۲۷
	-۹۸	۰/۵۰	۶/۷۰
	-۱۶۸	۲/۲۰	۱/۵۵
۲۰-۳	-۱۷۳	۰/۰۰۵	-
۲۰-۴	-۱۶۲	۰/۴۵	-
	-۱۷۳	۱/۹۵	-
۲۰-۵	-۷۹	۱/۹۰	-
۲۰-۷	-۱۷۸	۰/۱۷	-
	-۱۸۲	۰/۹۰	-
۲۰-۸	-۲۱۳	۰/۶۰	-
۲۰-۹	-۱۹۴	۰/۰۹	-

۴-۱-۲- شیب کانسار^۱

رگه های معدنی در منطقه قلعه زری همانگونه که در فصل دوم عنوان شد در امتدا شکستگی هایی با روند شمال غرب- جنوب شرق قرار دارند. شیب این رگه ها بین ۷۵ تا ۸۵ درجه و به سمت شمال شرق می باشد. در مورد معدن قلعه زری می توان گفت که رگه ها از نظم خوبی برخوردار بوده اند و تحت تأثیر عوامل تکتونیکی زیاد قرارنگرفته اند و شیب آنها در تمام قسمت ها تقریباً یکسان می باشد. سنگ درونگیر کانسار نیز در بعضی نواحی از منطقه معدن دارای لایه بندی است که شیب این لایه ها در مناطق مختلف از ۱۵ تا ۷۵ درجه اندازه گیری شده است [۴].

۴-۱-۳- شکل کانسار^۲

شکل کانسار به یکی از صورتهای توده ای^۳، لایه ای یا رگه ای^۴ و یا بی شکل^۵ است. کانسار مس قلعه زری دارای ژئومتری رگه ای و منشأ گرمابی است که از توده اصلی ماگمای مولد ماده معدنی منشعب و در منطقه وسیعی با تبعیت از فضاهای خالی موجود در سنگ ها گسترش می یابد.

۴-۱-۴- ابعاد کانسار

محدوده معدن را شبکه ای از رگه های تقریباً موازی با گانگ کوارتز تشکیل می دهد که سری سنگهای آذرین را قطع کرده است. عرض منطقه مینرالیزاسیون بطور متوسط حدود ۵۰ متر و طول آن بالغ بر ۴ کیلومتر است.

1 - Deposit Dip
2 - Deposit Shape
3 - Massive
4 - Tabular or Platy
5 - Irregular

۴-۱-۵- یکنواختی کانسار

در مورد معدن قلعه زری می توان گفت که رگه ها از نظم خوبی برخوردار بوده اند و تحت تأثیر عوامل تکتونیکی زیاد قرار نگرفته اند. شیب آنها در تمام قسمت ها تقریباً یکسان ولی ضخامت غیر یکنواخت بوده و از چین خوردگی ملایمی هم برخوردار است.

۴-۱-۶- عیار^۱ و توزیع^۲ آن در کانسار

مطالعات و حفريات انجام گرفته نشان می دهد که تا عمق ۲۰۰ متری رگه های مس با عیار قابل توجهی وجود داشته است. رگه های کانسار در معدن قلعه زری در سطح رخنمون پیدا کرده و از سطح تا عمق ۲۴۰ متری گسترش یافته است و تا این عمق عیار اندازه گیری شده نشانگر کاهش آن با افزایش عمق می باشد.

در طی ۵ سال گذشته (مطابق جدول ۴-۲) عیار کنسانتره خشک بین ۱۷-۲۳٪ بوده است [۱].

جدول ۴-۲- تشخیص عناصر در خوراک و تولید معدن مس قلعه زری [۱]

Ag (gr/ton)	Au (gr/ton)	Bi %	Zn %	Pb %	Fe %	Cu %	
-	-	۰-۰/۱	۰/۵-۱/۱	۰/۳-۰/۲	۱۰	۱-۴	خوراک
۵۰۰-۶۰۰	۱۴-۱۶	۰/۲	۰/۵	۱-۲	۲۸-۳۰	۱۷-۲۳	کنسانتره

معمولاً مواد معدنی دارای عیار ثابتی در سراسر کانسار نیستند. چگونگی توزیع عیار در کانسار ممکن است به یکی از صورتهای زیر باشد:

الف- یکنواخت

ب- تغییرات تدریجی^۳

ج- مغشوش^۴

- 1 - Grade
- 2 - Distribution
- 3 - Graditional
- 4 - Erratic

یکی از خصوصیات کانسارهای فلزی آن است که بر خلاف کانسارهای رسوبی، سنگ درونگیر ماده معدنی دقیقاً مشخص نیست. یعنی تغییرات عیار ماده معدنی در سنگ های ناحیه تدریجی است و به عبارت دیگر سنگ درونگیر به تدریج به ماده معدنی تبدیل می شود. نتایج مشاهدات و مطالعات نشان می دهد که این آنومالی هم دارای یک روند توزیع عیار تدریجی می باشد.

در سنگ درونگیر کانسار براساس نتایج آنالیز شیمیایی و همچنین مطالعه مقاطع نازک، آثاری از کانی زایی بصورت پراکنده دیده نمی شود [۴].

۴-۱-۷- عمق کانسار

معمولاً عمق کانسار بصورت یک عامل تعیین کننده برای یک روش استخراج نقش بازی نمی کند. البته بدیهی است که برخی از روشها برای اعماق کمتر و برخی برای اعماق بیشتر مناسب تر هستند، ولی بهر حال عمق نقش حذف کننده و یا تأیید کننده قطعی برای یک روش استخراج ندارد.

در کانسار قلعه زری عمق رگه ها به درستی مشخص نیست ولی در حال حاضر عملیات استخراجی در اعماق مختلف و از جمله عمیق ترین آنها که افق ۲۴۰ متری می باشد، در حال انجام است.

۴-۱-۸- تولید سالیانه، بازیابی و وضعیت نشست

بر اساس روش استخراج انتخاب شده و روندی که هم اکنون بر سیستم حمل و نقل و کارخانه کانه آرایایی حاکم است، مقدار تولید سالانه معدن حدود ۱۰۰۰۰۰ تن می باشد که البته این مقدار بسیار کمتر از تولید مورد نیاز بوده بنحوی که هم اکنون این معدن دستخوش مسائل اقتصادی بسیاری است. ولی به هر حیث این معدن در گروه معادن کوچک مقیاس (تولید کمتر از ۵۰۰۰۰۰ تن) قرار می گیرد. در خصوص بازیابی نیز با توجه به شرایط و مشخصات فعلی کانسار میزان بازیابی ۸۰-۹۰ درصد پیش بینی می شود.

۴-۱-۹- ذخیره کانسار

با توجه به حفاری های انجام شده وجود کانسار تا عمق بیش از ۲۴۰ متر از سطح زمین به اثبات رسیده است. ذخیره کانسار تا این عمق ۱۳۱۵۰۰۰ تن با عیار تقریبی ۴ تا ۴/۵ درصد برآورد شده است [۱].

۴-۱-۱۰- مقاومت فشاری^۱ سنگ درونگیر و رگه ها

همانگونه که در فصل دوم اشاره شد، هیچگونه وابستگی خاصی بین نوع سنگ درونگیر و رگه های معدنی وجود ندارد و ماده معدنی به تبعیت از شکستگی های موجود در واحد های مختلف سنگی ظاهر گردیده است. گاه سنگ درونگیر رگه ها، آندزیت پورفیری، گاه واحدهای توفی و گاه سنگ های آتشفشانی دگرسان شده می باشد.

بطور کلی سنگ های منطقه در چهار محدوده آندزیت، تراکی آندزیت، آندزی بازالت و داسیت قرار می گیرند بطوری که غالب بودن فوران های آندزیتی در منطقه کاملاً مشهود است.

کمر بالای رگه ها بیشتر از توف های بازالتی تشکیل شده است. توف ها فراوان ترین مواد آذرآواری در منطقه لوت مرکزی و به خصوص ناحیه قلعه زری می باشند. این سنگها اغلب دارای لایه بندی با شیب متوسط بوده و در برخی مناطق بصورت بین لایه ای با آندزیت ها دیده می شوند.

کمر پایین رگه ها نیز از توفهای اغلب بازالتی و آندزیت تشکیل شده است. آندزیت که به سنگ دیواره شهرت دارد، سنگ غالب در ناحیه معدن می باشد. از مهمترین کانیهای شاخص این سنگ میتوان به پلاژیوگلاز، آمفیبول، پیروکسن، کلریت، اپیدوت و نیز سیلیس که به صورت بی شکل در سنگ حضور دارد، اشاره کرد.

مقدار مقاومت فشاری تک محوری در این کانسار بین ۲۶۰۰۰-۲۰۰۰ PSI برآورد شده [۱] که از تغییرات زیادی برخوردار است. به نحوی که استخراج کانسار در این معدن بدون نگهداری بوده و فقط در پاره ای موارد که احتمال ریزش می رود، اقدام به قاب بندی شده است.

1 - Uniaxial Compressive Strength

با توجه به بررسی های سنگ شناسی مفصلی که در منطقه انجام شده و نتایج آزمایشات مقاومت فشاری تک محوری می توان با استفاده از روش دیر و مایلر^۱ (مطابق جدول ۴-۳) یک رده بندی از سنگ های منطقه انجام داد.

با استناد به مطالب فوق می توان گفت که سنگ های کمر بالا و کمر پایین دارای مقاومت بالا و ماده معدنی دارای مقاومت بسیار بالا می باشد.

جدول ۴-۳- کمی نمودن ارقام کیفی و نسبی مقاومت سنگ و کانسنگ [۱۹]

مقاومت فشاری (کمی)		مقاومت نسبی	
Lb/in ² (psi)	Mpa	کیفی	سنگ یا کانسنگ
<۶۰۰۰	<۴۰	بسیار ضعیف	زغالسنگ ، سنگهای تجزیه شده و دگرسان
۶۰۰۰-۱۴۵۰۰	۴۰-۱۰۰	ضعیف	ماسه سنگ شکننده، گل سنگ هوازده ، شیل نرم
۱۴۵۰۰-۲۰۰۰۰	۱۰۰-۱۴۰	متوسط	شیل ، ماسه سنگ ، سنگ آهک
۲۰۰۰۰-۳۲۰۰۰	۱۴۰-۲۰۰	محکم	دولومیت ، سنگ های آذرینی و دگر گونی محکم
>۳۲۰۰۰	۲۰۰>	بسیار محکم	کوارتزیت ، دیاباز

۴-۱-۱۱- خواص جانبی کانسار

از آنجایی که معدن قلعہ زری در منطقه کویری و خشک واقع شده است، لذا میزان آبهای زیرزمینی در حد پایینی است و گازهای مضر زیادی ندارد. بطور کلی مهم ترین خواص جانبی کانسار عبارتند از:

- ۱- عدم حضور آب های زیرزمینی
- ۲- عدم وجود گاز (به استثنای افقهای بالایی چاه شماره ۶)
- ۳- عدم خاصیت خود سوزی

۴-۱-۱۲- مقاومت برشی درزه ها^۱

در توصیف توده سنگ باید ماهیت و ضخامت مواد پر کننده معین شود. مواد پر کننده منشاء های متفاوتی دارند، بنحوی که ممکن است برجا و ناشی از عمل هوازدگی بوده یا توسط آبهای زیر زمینی یا فرآیندهای گرمایی بر جای گذاشته شده باشند. در برخی حالات توده ای از کانیهای ثانویه ممکن است که درزه را جوش داده باشند. مواد پرکننده مختلف در ارتباط با مقاومت برشی، تغییر شکل پذیری و نفوذ پذیری رفتارهای متعددی را از خود نشان می دهند و دارای تغییرات بسیار گسترده ای هستند. این مواد می توانند از خیلی نرم تا خیلی سخت تفاوت داشته باشند. در بررسی پر شدگی ها باید موارد ناهمواریهای سطح نا پیوستگی و مقدار تماس دو دیواره، ضخامت پر شدگی، کانی شناسی، دانه بندی، هوازدگی، مقاومت، تورم پذیری، مقدار نفوذ پذیری و داده های کمی دیگر را نیز مورد توجه قرار داد.

در مواردی پر شدگی ثانویه درزه ها به استحکام سنگ می افزاید. به عنوان مثال پر کننده های محکم مانند کوارتز رگه ای، کلسیت و لیمونیت می توانند با ایجاد سیمانی درزه را بسته و به اندازه سنگ میزبان خود آنرا استحکام دهند. در کانسار قلعه زری نیز این مکانیسم صورت گرفته و سیمان شدگی درزه هایی عریض و فاصله دار با مقاومت زیاد را شاهد هستیم.

همانگونه که در فصل دوم عنوان شد سیستم شکستگیهای موجود در منطقه قلعه زری حاصل دو تنش یا فشار بوده است:

الف- فشار قدیمی تر در جهت شمال غرب- جنوب شرق (در زمان گرانیات شاه کوه)

ب- فشار در جهت شرق - غرب (در زمان ولکانیسم ائوسن)

در منطقه قلعه زری امتداد زون برشی با امتداد رگه های اصلی معدنی مطابقت نشان می دهد. در این محدوده معدنی درزه های فراوان (درزه های معمولی و درزه های هم نوع یا زوجی) باعث خرد شدگی شدید سنگها شده اند.

در منطقه معدنی قلعه زری گسله های ثانوی باعث خرد شدن رگه ها شده و در امتداد اغلب آنها سیلیسی شدن بخوبی قابل رؤیت است. همچنین حرکات تکنونیکي باعث برشی شدن سنگ های درونگیر شده که سیمان آنرا مواد معدنی بخصوص هماتیت تشکیل می دهد. بافت کانسار از نوع

1 - Fracture Shear Strength

پرشدگی فضای خالی است که در فضای باز گسل ها با فعالیت محلول های گرمایی، کانی سازی صورت گرفته است. پرشدن درزه و شکاف ها به حالات مختلف انجام می گیرد بطوریکه برخی از شکستگیها صرفاً محل تزریق محلول های کانه دار مس بوده و برخی دیگر توسط محلول های سیلیسی- کلسیتی پر شده و متبلور گشته است. در برخی دیگر از جاها تبلور سیلیس و کلسیت در میان تبلور کانه های مس مشاهده می شود [۴].

آلتراسیون عمده قابل مشاهده در منطقه آلتراسیون سیلیسی و پرو پلتیک است. آلتراسیون سیلیسی بصورت ظهور رگه های سیلیسی متبلور در جوار رگه های مینراله مس خود نمایی می کند. آلتراسیون پروپلتیک با ظهور اپیدوت های ثانویه سبز رنگ و کلریت در سنگ های منطقه دیده می شود. جهت تعیین استحکام مواد پر کننده از آزمایشات شاخص دستی و بوسیله ۴ شاخص معروف برداشتهای صحرایی بصورت زیر استفاده شد.

- به راحتی با دست خرد می شود.

- به سختی با دست خرد می شود.

- به راحتی با چکش خرد می شود.

- به سختی با چکش خرد می شود.

با توجه به نتایج بدست آمده از چندین مورد برداشت استحکام مواد پرکننده درزه ها مشاهده شد که تقریباً در همه موارد نمونه ها بایستی با چکش خرد شوند و به ندرت امکان خرد کردن نمونه ها با دست مقدور می باشد. با توجه به ضخامت، جنس و استحکام مواد پرکننده در معدن قلعه زری می توان گفت که درزه ها با موادی با مقاومت مساوی یا بیشتر از توده اصلی پر شده اند. لذا مقاومت برشی درزه ها در رده محکم قرار می گیرد.

۴-۱-۱۳- امتیاز بندی ساختاری سنگ^۱ (RSR)

ویکهام^۲ و همکارانش در سال ۱۹۷۲ یک روش کمی برای توصیف کیفیت توده سنگ و انتخاب نگهدارنده مناسب بر پایه امتیاز بندی ساختار سنگ توصیف کردند. بدلیل اینکه RSR بطور منطقی

1 - Rock Structure Rating

2 - Wickham

در تکامل یک سیستم طبقه بندی نیمه کمی توده سنگ و استفاده از شاخص های نتیجه گیری شده برای تخمین نگهدارنده نقش دارد، استفاده از بعضی جزئیات این سیستم بسیار با ارزش است [۳۲]. اهمیت سیستم RSR در این مبحث آن است که این سیستم مفهوم درجه بندی هر کدام از مؤلفه هایی که برای رسیدن به یک مقدار عددی $RSR=A+B+C$ لازم هستند را معرفی می نماید. پارامترهای A , B , C عبارتند از :

الف- پارامتر زمین شناسی A

ارزیابی عمومی از ساختار زمین شناسی بر اساس:

- (۱) منشاء سنگ (آذرین، دگرگون، رسوبی)
 - (۲) سختی سنگ (سخت، متوسط، نرم، تجزیه شده)
 - (۳) ساختار زمین شناسی (توده ای، گسل یا چین خوردگی کم، گسل یا چین خوردگی متوسط، گسل یا چین خوردگی زیاد)
- جهت تعیین این پارامتر از جدول ۴-۴ استفاده می شود.

جدول ۴-۴- پارامتر A زمین شناسی کلی منطقه [۳۳]

ساخت زمین شناسی			نوع سنگ				
بشدت گسله یا چین خورده	نسبتاً گسله یا چین خورده	مختصراً گسله یا چین خورده	توده ای	سخت متوسط نرم تجزیه شده			آذرین دگرگونی رسوبی
				۴	۳	۲	
۹	۱۵	۲۲	۳۰				نوع ۱
۸	۱۳	۲۰	۲۷				نوع ۲
۷	۱۲	۱۸	۲۴				نوع ۳
۶	۱۰	۱۵	۱۹				نوع ۴

ب- پارامتر هندسی B

اثر الگوی ناپیوستگی با توجه به جهت حفاری تونل بر اساس:

- (۱) فواصل درزه

(۲) جهت درزه (شیب و امتداد)

(۳) جهت حفاری تونل

مقدار این پارامتر در جدول ۴-۵ در شرایط مختلف درج شده است.

جدول ۴-۵- پارامتر B الگوی درزه ها و ارتباط آن با امتداد و جهت پیشروی [۳۳]

امتداد موازی به محور			امتداد عمود بر محور				متوسط فاصله درزه	
جهت پیشروی			جهت پیشروی					
هر دو			در مقابل شیب		هم شیب			
شیب مهمترین درزه ها			شیب ^۱ مهمترین درزه ها		شیب ^۱ مهمترین درزه ها			
قائم	شیبدار	مسطح	قائم	شیبدار	قائم	شیبدار	مسطح	
۷	۹	۹	۱۲	۱۰	۱۳	۱۱	۹	۱- درزه ها خیلی نزدیک بهم، کوچکتر از ۲ اینچ
۱۱	۱۴	۱۴	۱۷	۱۵	۱۹	۱۶	۱۳	۲- درزه ها نزدیک هم، ۲ تا ۶ اینچ
۱۹	۲۳	۲۳	۲۲	۱۹	۲۸	۲۴	۲۳	۳- نسبتاً درزه دار، از ۶ تا ۱۲ اینچ
۲۴	۲۸	۳۰	۲۸	۲۵	۳۶	۳۲	۳۰	۴- نسبتاً درزه دار تا بلوکی ۱ تا ۲ فوت
۲۸	۳۴	۳۶	۳۵	۳۳	۴۰	۳۸	۳۶	۵- بلوکی تا توده ای، ۲ تا ۴ فوت
۳۴	۳۸	۴۰	۴۰	۳۷	۴۵	۴۳	۴۰	۶- توده ای، بزرگتر از ۴ فوت

ج- پارامتر C

اثر جریان آبهای ورودی زیرزمینی و شرایط درزه بر اساس:

(۱) کیفیت کلی توده سنگ بر پایه ترکیب A و B

(۲) شرایط درزه (خوب، متوسط، ضعیف)

(۳) مقدار آب ورودی (بر حسب گالن بر دقیقه در ۱۰۰۰ فوت از تونل)

در جدول ۴-۶ این پارامتر امتیازدهی شده است.

با توجه به مطالب فوق امتیاز بندی ساختاری کانسار مس قلعه زری در جدول ۴-۷ آمده است.

۱- شیب: مسطح: ۰ تا ۲۰ درجه، شیبدار: ۲۰ تا ۵۰ درجه، قائم: ۵۰ تا ۹۰ درجه

جدول ۴-۶- پارامتر C آبهای زیرزمینی و وضعیت درزه ها [۳۳]

جمع پارامتر های A+B						جریان آب پیش بینی شده بر حسب gpm/1000ft
۴۵-۷۵			۱۳-۴۴			
شرایط درزه						
ضعیف	متوسط	خوب	ضعیف	متوسط	خوب	
۱۸	۲۲	۲۵	۱۲	۱۸	۲۲	ندارد
۱۴	۱۹	۲۳	۹	۱۵	۱۹	کم، > ۲۰۰ گالن بر دقیقه
۱۲	۱۶	۲۱	۷	۲۲	۱۵	متوسط، ۱۰۰۰-۲۰۰ گالن بر دقیقه
۱۰	۱۴	۱۸	۶	۸	۱۰	زیاد، < ۱۰۰۰ گالن بر دقیقه

جدول ۴-۷- امتیازبندی ساختاری کانسار مس قلعه زری

پارامتر	زمین شناسی عمومی (A)	الگوی درزه داری و جهت حفر تونل (B)	آب زیرزمینی و شرایط درزه (C)	RSR
امتیاز	۲۲	۲۴	۲۵	۷۱

۴-۱-۱۴- شاخص کیفیت سنگ^۱ (RQD)

وجود چند شکستگی کوچک می تواند سنگی مقاوم را به نمونه ای سست و کم مقاومت تبدیل نماید. از این رو بررسی شکستگیهای سنگ و فاصله بین آنها می تواند اطلاعات ذیقیمتی به منظور انتخاب روش استخراج مناسب در اختیار قرار دهد. برای این منظور باید مقادیر شاخص کیفی مغزه حفاری (RQD) را تعیین نمود (پیوست ج).

در خصوص کانسار مس قلعه زری بعلت اینکه هیچگونه مغزه گیری از کانسار انجام نشده و نتایجی در این خصوص موجود نمی باشد، RQD را می توان از روی تعداد درزه ها در واحد حجم بدست آورد. بررسیها نشان داده که رابطه مستقیمی بین RQD و تعداد شکستگیهای سنگ موجود است. بدین ترتیب که [۳۲]:

$$RQD = 0-20 - \text{تعداد درزه ها در هر متر بیشتر از } 16 \text{ عدد (خیلی نزدیک)}$$

- RQD = 20-40 : تعداد درزه ها در هر متر بین ۱۰ تا ۱۶ عدد (نزدیک)

- RQD = 40-70 : تعداد درزه ها در هر متر بین ۳ تا ۱۰ عدد (زیاد)

- RQD = 70-100 : تعداد درزه ها در هر متر کمتر از ۳ عدد (خیلی زیاد)

با مقایسه نتایج مطالعات درزه نگاری و سنگ شناسی متعددی که در منطقه انجام گرفته و مشاهدات صحرایی با تقسیم بندی فوق، ماده معدنی، کمر بالا و کمر پایین از لحاظ وضعیت شکستگیها در گروه با فاصله داری خیلی زیاد (۷۵ تا ۱۰۰) قرار می گیرند.

۴-۱-۱۵- طبقه بندی ژئومکانیکی^۱ (RMR)

در سال ۱۹۷۶ بیناویسکی جزئیات طبقه بندی توده سنگ را ارائه کرد. این سیستم بطور پیوسته و در طول سالها تصحیح گردیده است، بطوریکه بیشتر موارد ثبت شده مورد بررسی قرار گرفته اند. در این طبقه بندی ۶ پارامتر مقاومت فشاری تک محوری سنگ، شاخص کیفی (RQD)، فاصله ناپیوستگیها، وضعیت ناپیوستگیها، وضعیت آب زیرزمینی و جهات ناپیوستگیها در نظر گرفته می شود (پیوست ج). به همین منظور مشخصه های فوق مجدداً مورد بررسی قرار گرفت که در نهایت برطبق جدول ۴-۸ پارامترهای RMR امتیازدهی شد.

۴-۱-۱۶- شاخص کیفی تونلی زنی در سنگ^۲ (Q)

بر اساس ارزیابی تعداد زیادی از پروژه های اجرا شده در حفاری های زیرزمینی، بارتون و همکارانش از انستیتو ژئوتکنیک نروژ در سال ۱۹۷۴، شاخص کیفی تونل زنی Q را برای تعیین مشخصه های توده سنگ و نگهدارنده مورد نیاز در تونلها پیشنهاد کردند. مقدار عددی شاخص Q به وسیله رابطه ۴-۱ مشخص می شود [۳۲].

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (1-4)$$

RQD : شاخص کیفیت سنگ

J_n : عدد مربوط به تعداد دسته درزه ها

1 - Rock Mass Rating

2 - Rock Tunnelling Quality Index, Q

جدول ۴-۸ - امتیازدهی طبقه بندی RMR

امتیاز	کمر پایین	امتیاز	کمر بالا	امتیاز	ماده معدنی	پارامتر
۱۲	۱۰۰-۲۵۰ مگا پاسکال	۱۲	۱۰۰-۲۵۰ مگا پاسکال	۱۵	۲۵۰ < مگا پاسکال	مقاومت فشاری
۱۷	%۷۵-%۹۰	۱۷	%۷۵-%۹۰	۲۰	%۹۰-%۱۰۰	شاخص RQD
۱۵	۰/۶-۲ متر	۱۵	۰/۶-۲ متر	۲۰	۲ < متر	فاصله ناپیوستگی ها
۲۵	سطوح کمی زیر بازشدگی کمتر از ۱ میلیمتر دیواره درزه ها کمی هوازده	۲۵	سطوح کمی زیر بازشدگی کمتر از ۱ میلیمتر دیواره درزه ها کمی هوازده	۳۰	سطوح خیلی زیر غیر ممتد جدا نشده دیواره درزه ها غیر هوازده	وضعیت ناپیوستگی
۱۵	کاملاً خشک	۱۵	کاملاً خشک	۱۵	کاملاً خشک	وضعیت آب زیرزمینی
	۸۴		۸۴		۱۰۰	جمع امتیازها
	-۱۰		-۱۰		-۱۰	تعدیل
	۷۴		۷۴		۹۰	امتیاز نهایی

J_r : عدد مربوط به زبری سطح درزه ها

J_a : عدد مربوط به هوازدهی و دگر سازی درزه ها

J_w : عدد مربوط به وضعیت آب در رزه ها

SRF : ضریب کاهش تنش

جدول پیوست ج طبقه بندی هر کدام از پارامترهای استفاده شده برای بدست آوردن شاخص کیفی تونل زنی Q در یک توده سنگ را بیان می کنند. بر طبق این جدول مقدار هر یک از پارامترهای Q در خصوص کانسار مس قلعه زری به شرح جدول ۴-۹ می باشد.

جدول ۴-۹ - مقادیر پارامترهای شاخص کیفی تونل زنی (Q)

پارامتر	RQD	J_n	J_r	J_a	J_w	SRF	Q
مقدار	۷۵-۹۰	۳	۴	۱	۱	۱	۱۰۰-۱۲۰

در این کانسار مطابق جداول ۴-۸ و ۴-۹ که امتیاز ژئومکانیکی توده سنگ (RMR) و شاخص کیفی تونل‌زنی در سنگ (Q) را نشان می‌دهند و با استناد به رابطه ۴-۲ که در سال ۱۹۷۶ توسط بیناویسکی پیشنهاد شد، می‌توانیم صحت برآوردهای خود را بسنجیم [۳۴].

$$RMR=9LnQ+44 \quad (۲-۴)$$

مطابق رابطه ۴-۲ داریم:

$$RMR = 9 \ln 110 + 44 = 86$$

که در بازه (۹۰-۷۵) قرار دارد.

در نهایت محدوده پارامترهای موثر بر انتخاب روش استخراج کانسار مس قلعه زری به صورت جداول ۴-۱۰ و ۴-۱۱ تعیین می‌شود.

جدول ۴-۱۰- مشخصات هندسی کانسار مس قلعه زری

ضخامت (متر)	شیب (درجه)	شکل	عیار	عمق (متر)	میزان ذخیره (میلیون تن)
۱-۳ متر	۸۰ درجه	رگه ای	۱-۴٪	۲۴۰	۱/۳

جدول ۴-۱۱- مشخصات مکانیک سنگی کانسار مس قلعه زری

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

۴-۲- انتخاب روش استخراج مناسب کانسار مس قلعه زری

در فصل سوم کلیه مطالب مربوط به تاریخچه، مباحث تئوری، اصول علمی و مزایا و معایب هر یک از طرحهای انتخاب روش استخراج ارائه و بررسی شد. حال با توجه اطلاعات موجود از دیدگاه فنی، اولویت روشهای استخراج مناسب برای کانسار مس قلعه زری بررسی و تعیین می‌شود.

۴-۲-۱- طرح های کیفی انتخاب روش

با توجه به مشخص شدن محدوده پارامترهای هر یک از طرح های کیفی انتخاب روش در مورد کانسار مس قلعه زری، می توان با مراجعه به جداول ۲-۳ و ۳-۳ و همچنین شکل ۳-۱، اولویت روشهای استخراج را بدست آورد. نتیجه این کار و بعبارتی اولویت اول تا سوم طرح های کیفی مختلف انتخاب روش استخراج در جدول ۴-۱۲ ارائه شده است.

جدول ۴-۱۲ - اولویت اول تا سوم طرح های کیفی انتخاب روش استخراج

طرح انتخاب	اولویت اول	اولویت دوم	اولویت سوم
بشکوف - رایب	انباره ای	کند و آکند	کندن و پرکردن با باطله کارگاه
موریسون	انباره ای	کارگاه در طبقات فرعی	کرسی چینی
هارتمن	انباره ای	کارگاه در طبقات فرعی	کند و آکند

۴-۲-۲- طرح های کمی انتخاب روش

۴-۲-۲-۱- شیوه نیکلاس^۱

این شیوه بر اساس مدل سازی عددی و امتیاز دهی به روشهای استخراج زیرزمینی مختلف استوار است. آقای نیکلاس در این روش ۱۳ پارامتر هندسه کانسار شامل ضخامت، شیب، شکل و توزیع عیار کانسار و خواص مکانیک سنگی و ژئو مکانیکی شامل نسبت RSS ماده معدنی، کمر بالا و کمر پایین و مقاومت برشی و RQD ماده معدنی، کمر بالا و کمر پایین را در نظر گرفته و هر یک را براساس معیارهای خود تقسیم بندی کرده است. با وارد کردن مشخصات کانسار در جدول ۳-۴، اولویت روشهای استخراجی مطابق جدول ۴-۱۳ خواهد بود.

1 - Nicholas

جدول ۴-۱۳- امتیاز پارامترهای طرح نیکلاس

پارامتر (واحد)																							
کسی چینی	برش از بالا	کند و آکند	اتباره ای	اتاق و پایه	جبهه کار طولانی	تخریب در طبقات فرعی	استخراج از طبقات فرعی	تخریب توده ای	روپاز	ضخامت (متر)	شیب	شکل	توزیع عیار	نسبت RSS کانسار	نسبت RSS کمر بالا	نسبت RSS کمر پایین	RQD کانسار	RQD کمر بالا	RQD کمر پایین	مقاومت برشی درزه های کانسار	مقاومت برشی درزه های کمر بالا	مقاومت برشی درزه های کمر پایین	مجموع امتیازات
۴	-۴۹	۴	۱	۴	۴	-۴۹	۱	-۴۹	۲	۱/۵ متر	۸۰ درجه	رکه ای	تغییرات تدریجی	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	۲۸
۳	۲	۴	۴	۰	-۴۹	۴	۴	۴	۴	۱	۲	۲	۲	۳	۱	۳	۴	۳	۲	۰	۰	۳	-۱۸
۲	۳	۴	۲	۴	۴	۴	۲	۲	۲	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲۲
۳	۲	۳	۲	۳	۲	۲	۳	۲	۳	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲	۲۴
۱	۳	۲	۴	۴	۰	۲	۴	۱	۴	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	۴۳
۲	۱	۲	۱	۴	۰	۱	۴	۱	۴	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	-۲۶
۲	۳	۲	۳	۴	۳	۴	۴	۳	۴	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	-۱۵
۱	۴	۲	۴	۴	۰	۴	۴	۰	۴	بسیار دور	دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	۴۱
۲	۳	۲	۳	۲	۳	۲	۲	۳	۴	دور	دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	-۲۷
۲	۴	۲	۴	۴	۰	۲	۴	۰	۴	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	۴۷
۲	۰	۲	۰	۴	۰	۰	۴	۰	۴	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	۲۷
۲	۳	۲	۳	۳	۳	۴	۴	۳	۴	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	محکم	بسیار دور	دور	دور	محکم	محکم	محکم	۲۸

۴-۲-۲-۲- شیوه نیکلاس اصلاحی

با توجه به معایب روش نیکلاس، وی در سال ۱۹۹۲ طرح قبلی را اصلاح کرد و برای پارامترهای خود فاکتور وزنی^۱ در نظر گرفت. در این روش براساس تجربیات شخصی برطبق جدول ۳-۵ هر گروه از

1 - Weighting Factor

فاکتورهای وزن که با شرایط کانسار مناسب تر است، در امتیازهای قبلی تأثیر داده می شود. جدول ۴-۱۴ اولویت روشهای استخراجی را پس از وارد کردن مشخصات کانسار قلعه زری نمایش می دهد. لازم به ذکر است که برای کانسار مس قلعه زری از فاکتورهای وزنی ۱، ۰/۷۵، ۰/۶ و ۰/۳۸ به ترتیب جهت مشخصات هندسی کانسار، خصوصیات مکانیک سنگی کانسار، کمر بالا و کمر پایین به دلیل سازگاری با شرایط معدنکاری استفاده شد.

جدول ۴-۱۴ - امتیاز پارامترهای طرح نیکلاس اصلاحی

پارامتر (واحد)	رویار	تخریب توده ای	استخراج از طبقات فرعی	تخریب در طبقات فرعی	جهت کار طولانی	اتاق و پایه	انباره ای	کند و آکند	برش از بالا	کرسی چینی
ضخامت (متر)	۲	-۴۹	۱	-۴۹	۴	۴	۱	۴	-۴۹	۴
شیب	۴	۴	۴	۴	-۴۹	۰	۴	۴	۲	۳
شکل	۲	۲	۲	۴	۴	۴	۲	۴	۳	۲
توزیع عیار	۳	۲	۳	۲	۲	۳	۲	۳	۲	۳
نسبت RSS کانسار	۳/۲	۰/۸	۳/۲	۲/۴	۰	۳/۲	۳/۲	۱/۶	۲/۴	۰/۸
نسبت RSS کمر بالا	۲/۴	۰/۶	۲/۴	۰/۶	۰	۲/۴	۰/۶	۱/۲	۰/۶	۱/۲
نسبت RSS کمر پایین	۱/۶	۱/۲	۱/۶	۱/۶	۱/۲	۱/۶	۱/۲	۰/۸	۱/۲	۰/۸
RQD کانسار	بسیار دور	۰	۳/۲	۳/۲	۰	۳/۲	۳/۲	۱/۶	۳/۲	۰/۸
RQD کمر بالا	دور	۱/۸	۰/۶	۱/۸	۱/۸	۱/۲	۱/۸	۱/۲	۱/۸	۱/۲
RQD کمر پایین	دور	۱/۶	۱/۲	۰/۸	۱/۲	۱/۶	۱/۲	-۱/۸	۱/۲	-۱/۸
مقاومت برشی درزه های کانسار	محکم	۰	۳/۲	۱/۶	۰	۳/۲	۳/۲	۱/۶	۳/۲	۱/۶
مقاومت برشی درزه های کمر بالا	محکم	۰	۲/۴	۰	۰	۲/۴	۰	۱/۲	۰	۱/۲
مقاومت برشی درزه های کمر پایین	محکم	۱/۲	۱/۶	۱/۶	۱/۲	۱/۲	۱/۲	-۱/۸	۱/۲	-۱/۸
مجموع امتیازات	۳۲/۶	-۳۴/۲	۲۹	-۲۵	-۳۲/۲	۳۰/۶	۲۴/۶	۲۵/۸	-۲۷/۲	۲۱/۲

۴-۲-۲-۳- شیوه UBC^۱

این شیوه درحقیقت آخرین اصلاحی می باشد که بر روش نیکلاس در انتخاب روشهای استخراج زیرزمینی صورت گرفته و پارامتر عمق را نیز در نظر گرفته است. این طرح شامل ۱۱ پارامتر ضخامت، شیب، شکل، توزیع عیار کانسار، نسبت RSS و RMR ماده معدنی، کمر بالا و کمر پایین و عمق کانسار می باشد. در این مورد نیز اولویت روشهای استخراجی مطابق جدول ۴-۱۵ نمایش داده می شود.

جدول ۴-۱۵ - امتیاز پارامترهای طرح UBC

پارامتر (واحد)	روپاز	تخریب توده ای	استخراج از طبقات فرعی	تخریب در طبقات فرعی	چپه کار طولانی	اتاق و پایه	انباره ای	کند و آکند	برش از بالا	کرسی چینی
ضخامت(متر)	۱/۵ متر	۱	-۴۹	-۱۰	-۴۹	۴	۴	۴	۱	۴
شیب	۸۰ درجه	۱	۴	۴	۴	-۴۹	-۴۹	۴	۰	۲
شکل	رکه ای	۲	۲	۴	۴	۴	۴	۴	۲	۱
توزیع عیار	تغییرات تدریجی	۳	۲	۴	۱	۲	۲	۳	۱	۱
نسبت RSS کانسار	محکم	۳	۰	۴	۲	۶	۴	۳	۰	۰
نسبت RSS کمر بالا	محکم	۴	۰	۵	۱	۶	۴	۲	۲	۰
نسبت RSS کمر پایین	محکم	۴	۱	۳	۲	-	-	۲	۱	۰
کانسار RMR	بسیار خوب (۹۰)	۳	-۴۹	۴	۰	۶	۲	۳	۰	۰
RMR کمر بالا	خوب (۷۴)	۴	۲	۴	۲	۵	۴	۳	۳	۰
RMR کمر پایین	خوب (۷۴)	۴	۲	۲	۲	۰	۲	۲	۲	۰
عمق	۲۴۰ متر	۰	۳	۴	۲	۳	۳	۳	۱	۱
مجموع امتیازات		۲۹	-۸۲	۲۹	-۲۷	-۳۰	-۱۳	۳۸	۱۳	۹

۴-۲-۲-۴- شیوه U.M.M.S^۲

همانطور که در فصل قبل ذکر شد، در این روش به هر یک از فاکتورهای هندسی و مکانیک سنگی مؤثر در انتخاب روش استخراج امتیازی عددی داده شده است و بسته به اهمیت آن در هر یک از

1 - University Of British Colombia

2 - Underground Mining Method Selection

روشهای استخراج، امتیاز در نظر گرفته شده در ضریبی بنام ضریب اهمیت ضرب می شود. سپس مجموع امتیاز پارامترهای مختلف هر یک از روشهای استخراج توسط ضریب همگنی، همگن می شوند. مجموع امتیازهای حاصل شده در مورد هر کانسار، روشهای استخراج آنرا از نقطه نظر فنی به ترتیب اولویت مشخص می کند.

در خصوص کانسار مس قلعه زری پس از بررسی پارامترهای مؤثر، امتیاز روشهای استخراجی مطابق جدول ۴-۱۶ حاصل می گردد.

جدول ۴-۱۶- امتیاز پارامترهای طرح U.M.M.S

امتیاز	روش استخراج
-۲۶۱۵	رو باز
-۴۴۷۷	تخریب توده ای
۸۳	استخراج از طبقات فرعی
-۱۴۲۷	تخریب در طبقات فرعی
-۱۹۷۰	جبهه کار طولانی
-۱۰۲۴	اتاق و پایه
۱۰۰	انباره ای
۱۹	کند و آکند
-۱۹۴۶	برش از بالا
۲۳	کرسی چینی

۴-۲-۵- مقایسه نتایج روشهای کمی

همانطور که گذشت به آسانی می توان امتیاز نهایی هر یک از روشهای استخراج در طرح های مختلف را محاسبه نمود. نتایج نهایی و یا بعبارتی اولویت اول تا سوم طرح های کمی به صورت جدول ۴-۱۷ به نمایش در آمده است.

جدول ۴-۱۷ - نتیجه نهایی طرح های کمی انتخاب روش استخراج

اولویت سوم	اولویت دوم	اولویت اول	طرح انتخاب
کند و آکند	انباره ای	استخراج از طبقات فرعی	نیکلاس قدیمی
انباره ای	کند و آکند	استخراج از طبقات فرعی	نیکلاس اصلاحی
استخراج از طبقات فرعی	کند و آکند	انباره ای	U.B.C
کرسی چینی	استخراج از طبقات فرعی	انباره ای	U.M.M.S

۴-۲-۳- طرح های تحلیلی

با توجه به ایرادات وارد بر روشهای نیکلاس، نیکلاس اصلاح شده و روش UBC تصمیم گرفته شد که روش استخراج مناسب این کانسار با استفاده از روشهای تحلیلی همچون AHP و روش چند شاخصه فازی تعیین گردد. برای این منظور ۱۲ معیار موثر در انتخاب روش مناسب، مطابق جدول ۴-۱۸ تعیین شدند.

جدول ۴-۱۸ - معیارهای موثر در انتخاب روش

C ₉	RMR کمر پایین	C ₅	RSS کمر بالا	C ₁	ضخامت
C ₁₀	عمق	C ₆	RSS کمر پایین	C ₂	شیب
C ₁₁	توزیع عیار	C ₇	RMR ماده معدنی	C ₃	شکل
C ₁₂	یکنواختی کانسنگ	C ₈	RMR کمر بالا	C ₄	RSS ماده معدنی

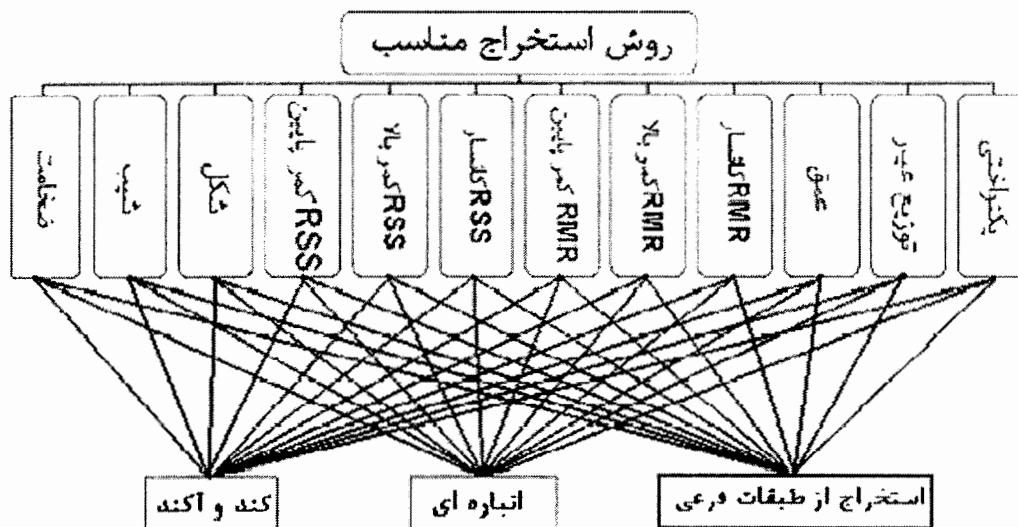
با نگاهی اجمالی به پارامترهای موثر در انتخاب روش و همچنین روشهای معدنکاری مرسوم درمی یابیم که امکان استخراج این کانسار با استفاده از اکثر روشها وجود ندارد و روشهای ممکن برای استخراج این کانسار عبارتند از: استخراج از طبقات فرعی (SLS)، روش انباره ای (SH) و روش کند و آکند (CF). بنابراین بایستی بر اساس معیارهای مندرج در جدول ۴-۱۸ از بین این ۳ روش، مناسب ترین روش استخراج را تعیین نمود.

۴-۲-۳-۱- روش AHP

اولین قدم در فرآیند تحلیل سلسله مراتبی، ایجاد یک نمایش گرافیکی از مسئله می باشد که در آن هدف، معیارها و گزینه ها نشان داده می شوند. شکل ۴-۱ سلسله مراتب انتخاب مناسب ترین روش برای کانسار مس قلعه زری را نشان می دهد.

در گام بعد بایستی ماتریس مقایسه زوجی بین معیارهای مختلف براساس جدول ۳-۴۲ تشکیل گردد. در این مقایسه ها از قضاوتهای صاحب نظران استفاده می شود [۳۱].

برای کانسار مس قلعه زری بیرجند این ماتریس مطابق جدول ۴-۱۹ تشکیل شد و سپس به کمک نرم افزار MATLAB و روش بردار ویژه، وزن دهی هر کدام از پارامترها انجام گردید.

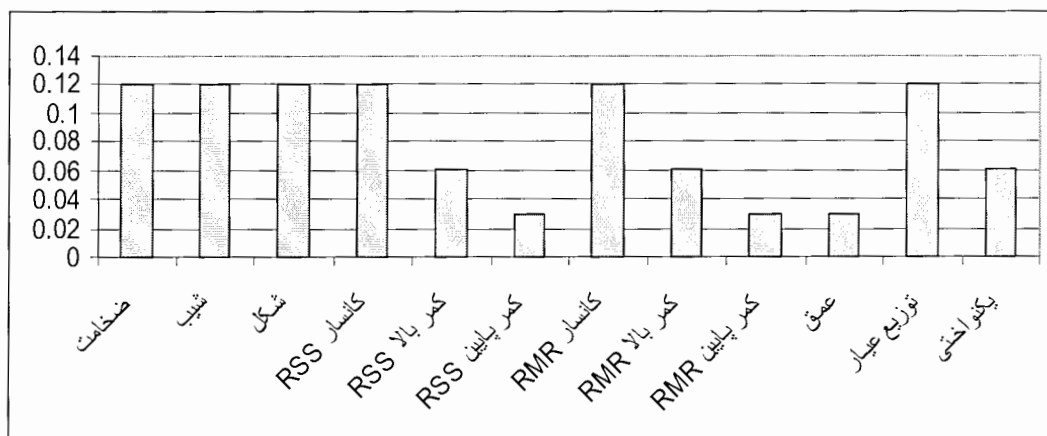


شکل ۴-۱- سلسه مراتب انتخاب مناسب ترین روش استخراج کانسار مس قلعه زری

جدول ۴-۱۹- مقایسه زوجی بین پارامترها

	ضخامت	شیب	شکل	RSS کانسار	RSS کمر بالا	RSS کمر پایین	RMR کانسار	RMR کمر بالا	RMR کمر پایین	عمق	توزیع عیار	یکنواختی	وزن
ضخامت	1	1	1	1	2	4	1	2	4	4	1	2	0.1212
شیب	1	1	1	1	2	4	1	2	4	4	1	2	0.1212
شکل	1	1	1	1	2	4	1	2	4	4	1	2	0.1212
RSS کانسار	1	1	1	1	2	4	1	2	4	4	1	2	0.1212
RSS کمر بالا	1/2	1/2	1/2	1/2	1	2	1/2	1	2	2	1/2	1	0.0606
RSS کمر پایین	1/4	1/4	1/4	1/4	1/2	1	1/4	1/2	1	1	1/4	1/2	0.0303
RMR کانسار	1	1	1	1	2	4	1	2	4	4	1	2	0.1212
RMR کمر بالا	1/2	1/2	1/2	1/2	1	2	1/2	1	2	2	1/2	1	0.0606
RMR کمر پایین	1/4	1/4	1/4	1/4	1/2	1	1/4	1/2	1	1	1/4	1/2	0.0303
عمق	1/4	1/4	1/4	1/4	1/2	1	1/4	1/2	1	1	1/4	1/2	0.0303
توزیع عیار	1	1	1	1	2	4	1	2	4	4	1	2	0.1212
یکنواختی	1/2	1/2	1/2	1/2	1	2	1/2	1	2	2	1/2	1	0.0606

مطابق شکل ۲-۴ پارامترهای ضخامت، شیب، شکل، توزیع عیار، RSS کانسار و RMR کانسار مهمترین هستند.

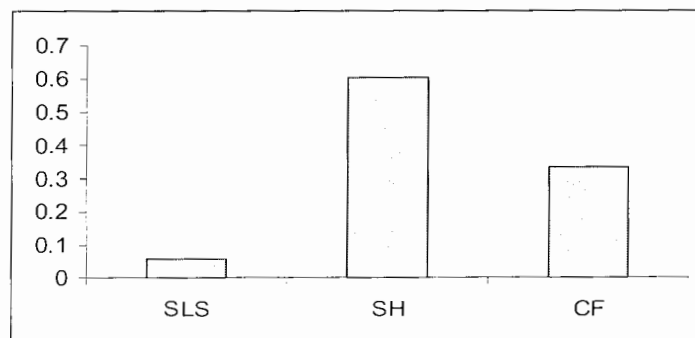


شکل ۲-۴- درجه اهمیت پارامترهای مختلف در انتخاب روش استخراج

در جداول ۲۰-۴ تا ۳۱-۴ مقایسه زوجی گزینه ها براساس معیارها انجام شده است. همچنین در اشکال ۳-۴ تا ۱۴-۴ براساس وزن دهی انجام شده توسط نرم افزار 6 MATLAB خصوصیات گزینه ها براساس هر معیار نشان داده شده است.

جدول ۲۰-۴- مقایسه زوجی پارامتر ضخامت

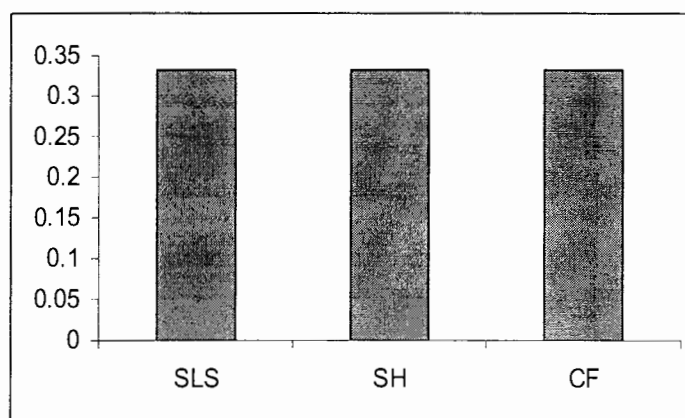
ضخامت	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1/9	1/6	0.0611
انباره ای	9	1	2	0.6056
کند و آکند	6	1/2	1	0.3333



شکل ۳-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور ضخامت

جدول ۴-۲۱- مقایسه زوجی پارامترشیب

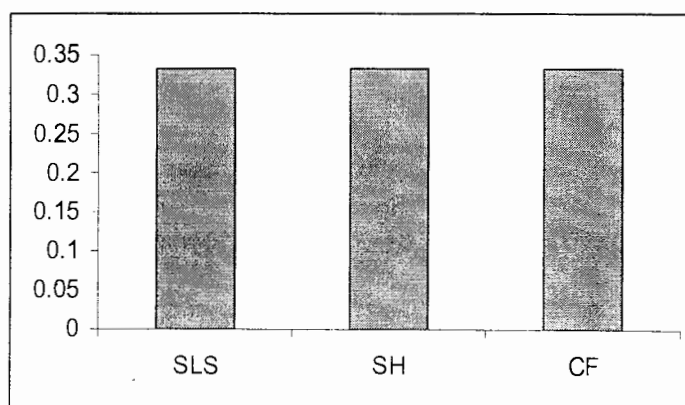
شیب	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1	1	0.3333
انباره ای	1	1	1	0.3333
کند و آکند	1	1	1	0.3333



شکل ۴-۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور شیب

جدول ۴-۲۲- مقایسه زوجی پارامتر شکل

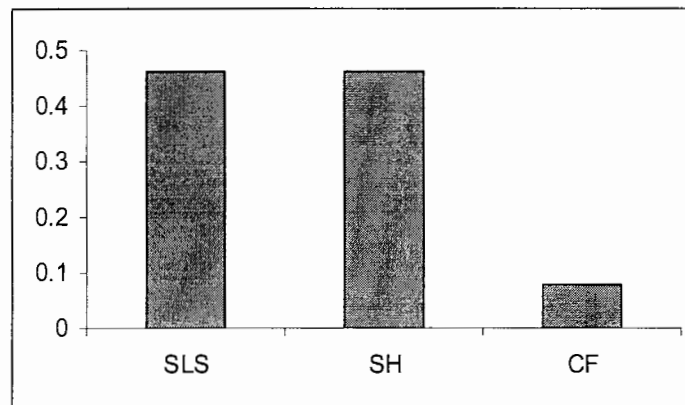
شکل	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1	1	0.3333
انباره ای	1	1	1	0.3333
کند و آکند	1	1	1	0.3333



شکل ۴-۵- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور شکل

جدول ۴-۲۳- مقایسه زوجی پارامتر RSS کانسار

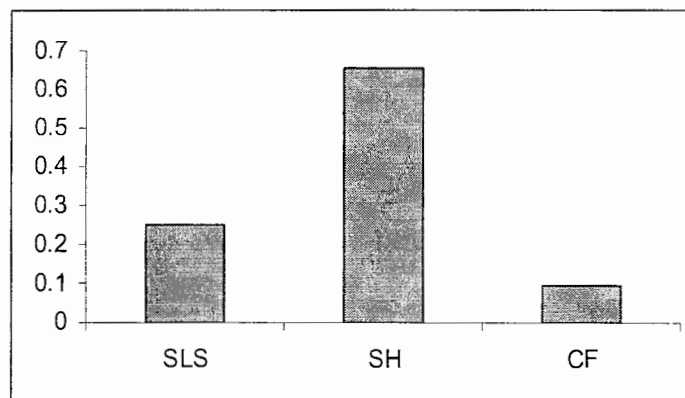
RSS کانسار	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1	6	0.4615
انباره ای	1	1	6	0.4615
کند و آکند	1/6	1/6	1	0.0769



شکل ۴-۶- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RSS کانسار

جدول ۴-۲۴- مقایسه زوجی پارامتر RSS کمر بالا

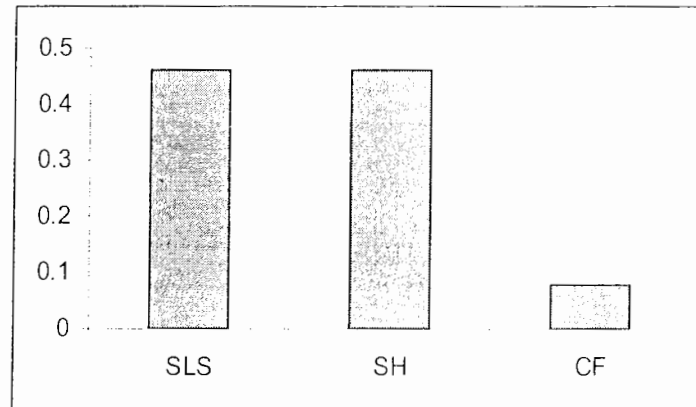
RSS کمر بالا	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1/3	3	0.2499
انباره ای	3	1	6	0.6548
کند و آکند	1/3	1/6	1	0.0953



شکل ۴-۷- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RSS کمر بالا

جدول ۴-۲۵- مقایسه زوجی پارامتر RSS کمر پایین

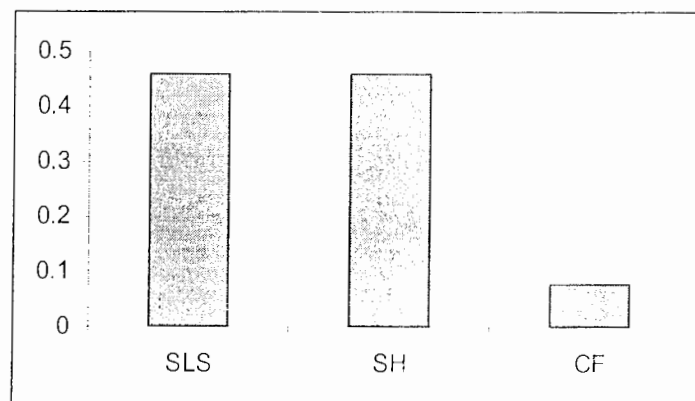
وزن	کند و آکند	انباره ای	کارگاه در طبقات فرعی	RSS کمر پایین
0.4615	6	1	1	کارگاه در طبقات فرعی
0.4615	6	1	1	انباره ای
0.0769	1	1/6	1/6	کند و آکند



شکل ۴-۸- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RSS کمر پایین

جدول ۴-۲۶- مقایسه زوجی پارامتر RMR کانسار

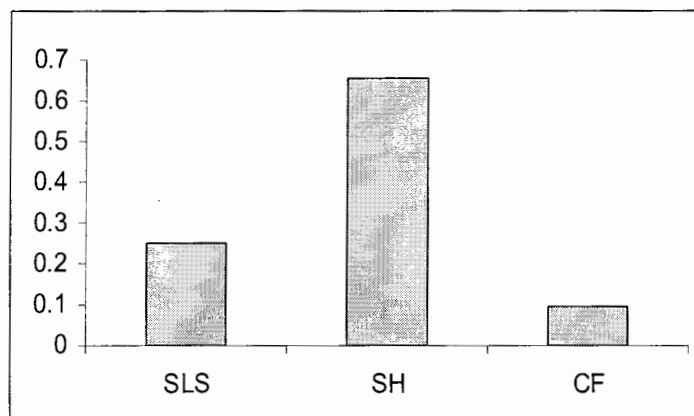
وزن	کند و آکند	انباره ای	کارگاه در طبقات فرعی	RMR کانسار
0.4615	6	1	1	کارگاه در طبقات فرعی
0.4615	6	1	1	انباره ای
0.0769	1	1/6	1/6	کند و آکند



شکل ۴-۹- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RMR کانسار

جدول ۴-۲۷- مقایسه زوجی پارامتر RMR کمر بالا

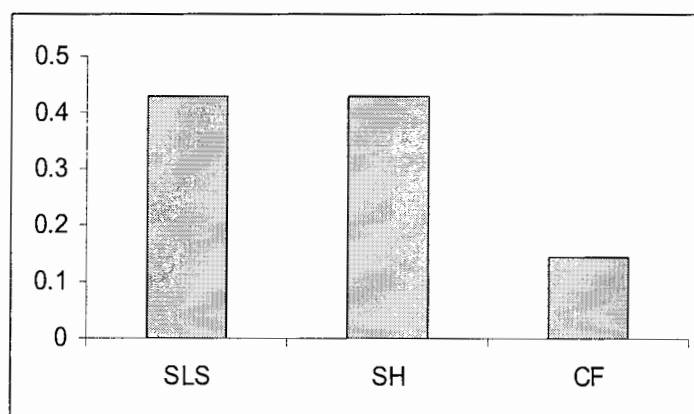
RMR کمر بالا	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1/3	5	0.2499
انباره ای	3	1	6	0.6548
کند و آکند	1/5	1/6	1	0.0953



شکل ۴-۱۰- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RMR کمر بالا

جدول ۴-۲۸- مقایسه زوجی پارامتر RMR کمر پایین

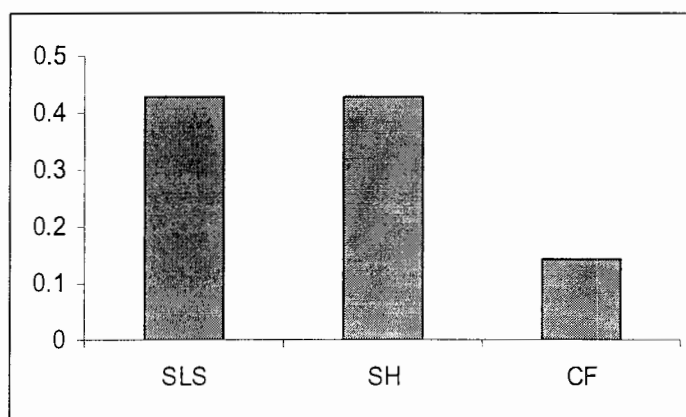
RMR کمر پایین	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1	3	0.4286
انباره ای	1	1	3	0.4286
کند و آکند	1/3	1/3	1	0.142



شکل ۴-۱۱- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور RMR کمر پایین

جدول ۴-۲۹- مقایسه زوجی پارامتر عمق

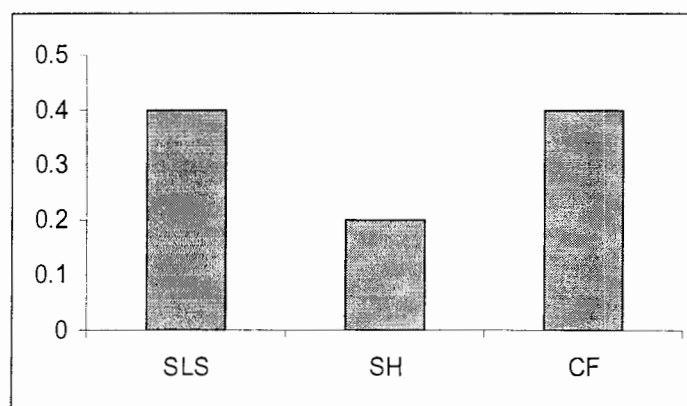
عمق	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	1	3	0.4286
انباره ای	1	1	3	0.4286
کند و آکند	1/3	1/3	1	0.1429



شکل ۴-۱۲- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور عمق

جدول ۴-۳۰- مقایسه زوجی پارامتر توزیع عیار

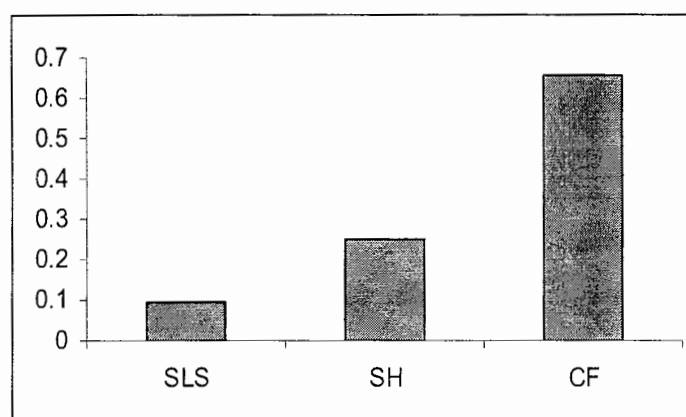
توزیع عیار	کارگاه در طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند	وزن
کارگاه در طبقات فرعی	1	2	1	0.4
انباره ای	1/2	1	1/2	0.2
کند و آکند	1	2	1	0.4



شکل ۴-۱۳- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر فاکتور توزیع عیار

جدول ۴-۳۱- مقایسه زوجی پارامتر یکنواختی کانسار

وزن	کند و آکند	انباره ای	کارگاه در طبقات فرعی	یکنواختی کانسار
0.0953	1/6	1/3	1	کارگاه در طبقات فرعی
0.2499	1/3	1	3	انباره ای
0.6548	1	3	6	کند و آکند

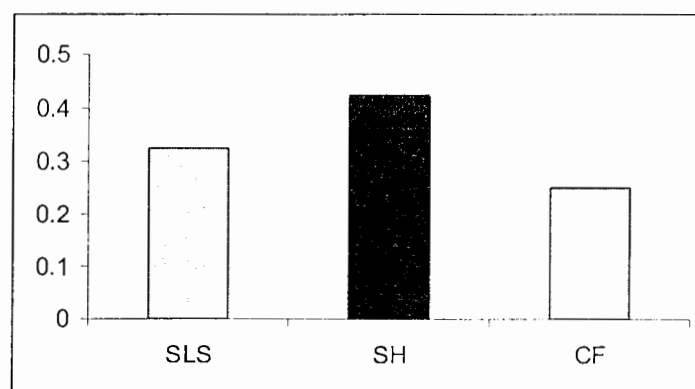


شکل ۴-۱۴- مقایسه روشهای استخراج از نقطه نظر یکنواختی

وزن نهایی هر گزینه، مجموع حاصل ضرب وزن نسبی پارامتر و وزن نسبی هر گزینه خواهد بود. در جدول ۴-۳۲ وزن نهایی هر گزینه آمده است. شکل ۴-۱۵ میزان مناسبیت هر گزینه را نشان می دهد. از جدول ۴-۳۲ و شکل ۴-۱۵ استنباط می شود که روش انباره ای مناسب ترین روش استخراج در شرایط موجود است.

جدول ۴-۳۲- محاسبه وزن نهایی گزینه ها

پارامترها	وزن	استخراج از طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند
ضخامت	0.1212	0.0611	0.6056	0.3333
شیب	0.1212	0.3333	0.3333	0.3333
شکل	0.1212	0.3333	0.3333	0.3333
RSS کانسار	0.0606	0.4615	0.4615	0.0769
RSS کمر بالا	0.0303	0.2499	0.6548	0.0953
RSS کمر پایین	0.1212	0.4615	0.4615	0.0769
RMR کانسار	0.0606	0.4615	0.4615	0.0769
RMR کمر بالا	0.0303	0.2499	0.6548	0.0953
RMR کمر پایین	0.0303	0.4286	0.4286	0.142
عمق	0.1212	0.4286	0.4286	0.1429
توزیع عیار	0.1212	0.4	0.2	0.4
یکنواختی	0.0606	0.0953	0.2499	0.6548
وزن نهایی		0.3246	0.4248	0.2506



شکل ۴-۱۵- روش استخراج منتخب با تکنیک AHP

الف- 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 0.1

را به عنوان حد قابل قبول ارائه می نماید و معتقد است چنانچه میزان ناسازگاری بیشتر از 0.1 باشد، بهتر است در قضاوت ها تجدید نظر شود [۲۸].

شاخص ناسازگاری^۱ ماتریس فوق از رابطه (۴-۴) محاسبه می شود.

$$C.I. = \frac{\lambda_{\max} - n}{n - 1} \quad (4-4)$$

که λ_{\max} بزرگترین مقدار ویژه ماتریس و n اندازه ماتریس است.

شاخص ناسازگاری تصادفی^۲ از رابطه (۵-۴) بدست می آید.

$$R.I. = 1.98 \frac{n - 2}{n} \quad (5-4)$$

و در نهایت نرخ ناسازگاری^۳ از رابطه (۶-۴) قابل محاسبه است.

$$C.R. = \frac{C.I.}{R.I.} \quad (6-4)$$

در جدول ۴-۳۳ مقادیر λ_{\max} ، شاخص ناسازگاری، شاخص ناسازگاری تصادفی و نرخ ناسازگاری ماتریس مورد نظر آمده است.

جدول ۴-۳۳ - مقادیر λ_{\max} ، CI، RI و CR برای ماتریس های مختلف

	هدف	ضخامت	شیب	شکل	RSS کانسار	RSS کمر بالا	RSS کمر پایین
وزن	1	0.1212	0.1212	0.1212	0.1212	0.0606	0.0303
λ_{\max}	12	3.0092	3.0000	3.0000	3.0000	3.0183	3.0000
C.I.	-3.2297 e - 0.16	0.0046	0.0000	0.0000	0.0000	0.0091	0.0000
R.I.	1.6500	0.6600	0.6600	0.6600	0.6600	0.6600	0.6600

1 -Inconsistency Index

2--Inconsistency Index of Random

3 -Inconsistency Ratio

ادامه جدول ۴-۳۳- مقادیر λ_{max} ، CI، RI و CR برای ماتریس های مختلف

یکنواختی	توزیع عیار	عمق	RMR کمر پایین	RMR کمر بالا	RMR کانسار	وزن
0.0606	0.1212	0.0303	0.0303	0.0606	0.1212	0.1212
3.0183	3.0000	3.0000	3.0000	3.0183	3.0000	λ_{max}
0.0091	0.0000	0.00	0	0.0091	0.0000	C.I.
0.6600	0.6600	0.6600	0.6600	0.6600	0.6600	R.I.

$$CR = \text{ave} (C.I / R.I) = 0.0022$$

ملاحظه می شود که شاخص ناسازگاری و نرخ ناسازگاری برای همه ماتریس ها کمتر از 0.1 است که این دلالت بر قضاوت منطقی ارائه شده در خصوص مقایسه زوجی پارامترها و گزینه ها دارد.

۴-۲-۳-۲- روش چند شاخصه فازی

در روش تحلیل سلسله مراتبی معیارهای مؤثر در انتخاب روش استخراج و گزینه های ممکن معرفی شد و ماتریسهای مقایسه زوجی تشکیل گردید. با بکار گیری روش چند شاخصه فازی، در قدم بعدی برای محاسبه وزن نسبی هر معیار بردار ویژه ماتریس مقایسه زوجی به ازای مقدار ویژه ماکزیمم به کمک نرم افزار **Matlab** محاسبه شده است (پیوست د). این بردار ویژه به صورت زیر می باشد:

$$[0.1212 \quad 0.1212 \quad 0.1212 \quad 0.1212 \quad 0.0606 \quad 0.0303 \quad 0.1212 \quad 0.0606 \quad 0.0303 \quad 0.0303 \quad 0.1212 \quad 0.0606]$$

اگر مجموعه فازی هر کدام از روشهای انتخاب برای معیارهای مختلف بصورت زیر موجود باشد، بنا به روش یاگر مجموعه های فازی جدید که وزن معیارها در آن تاثیر داده شده، بدست خواهد آمد.

$$C1 = \{ SLS / 0.0611, SH / 0.6056, CF / 0.3333 \}$$

$$C2 = \{ SLS / 0.3333, SH / 0.3333, CF / 0.3333 \}$$

$$C3 = \{ SLS / 0.3333, SH / 0.3333, CF / 0.3333 \}$$

$$C4=\{SLS / 0.4615, SH / 0.4615, CF / 0.0769\}$$

$$C5=\{SLS / 0.2499, SH / 0.6548, CF / 0.0953\}$$

$$C6=\{SLS / 0.4615, SH / 0.4615, CF / 0.0769\}$$

$$C7=\{SLS / 0.4615, SH / 0.4615, CF / 0.0769\}$$

$$C8=\{SLS / 0.2499, SH / 0.6548, CF / 0.0953\}$$

$$C9=\{SLS / 0.4286, SH / 0.4286, CF / 0.142\}$$

$$C10=\{SLS / 0.4286, SH / 0.4286, CF / 0.1429\}$$

$$C11=\{SLS / 0.4000, SH / 0.2000, CF / 0.4000\}$$

$$C12=\{SLS / 0.0953, SH / 0.2499, CF / 0.6548\}$$

در قدم بعدی بایستی برای هر معیار وزن نمائی آن را در مجموعه فازی مربوط به آن تاثیر داد.

$$C1=\{SLS / 0.0611, SH / 0.6056, CF / 0.3333\}^{0.1212}$$

$$C2=\{SLS / 0.3333, SH / 0.3333, CF / 0.3333\}^{0.1212}$$

$$C3=\{SLS / 0.3333, SH / 0.3333, CF / 0.3333\}^{0.1212}$$

$$C4=\{SLS / 0.4615, SH / 0.4615, CF / 0.0769\}^{0.0606}$$

$$C5=\{SLS / 0.2499, SH / 0.6548, CF / 0.0953\}^{0.0303}$$

$$C6=\{SLS / 0.4615, SH / 0.4615, CF / 0.0769\}^{0.1212}$$

$$C7=\{SLS / 0.4615, SH / 0.4615, CF / 0.0769\}^{0.0606}$$

$$C8=\{SLS / 0.2499, SH / 0.6548, CF / 0.0953\}^{0.0303}$$

$$C9 = \{SLS / 0.4286, SH / 0.4286, CF / 0.142\}^{0.0303}$$

$$C10 = \{SLS / 0.4286, SH / 0.4286, CF / 0.1429\}^{0.1212}$$

$$C11 = \{SLS / 0.4000, SH / 0.2000, CF / 0.4000\}^{0.1212}$$

$$C12 = \{SLS / 0.0953, SH / 0.2499, CF / 0.6548\}^{0.0606}$$

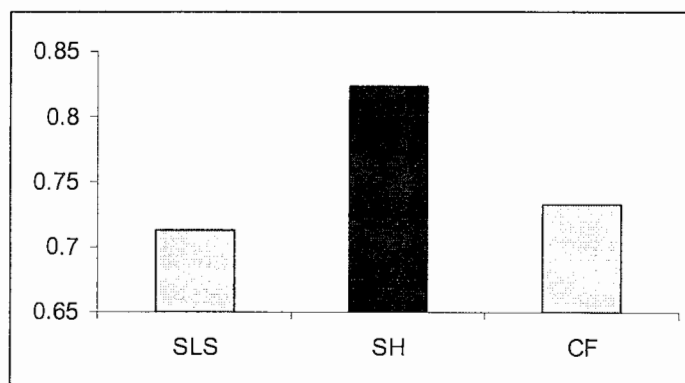
در آخرین مرحله بر اساس اصل ماکزیمم - مینیمم داریم:

$$\mu_d(A) = \{SLS / 0.7127, SH / 0.8228, CF / 0.7328\}$$

و جواب بهینه عبارت است از :

$$\mu_d(A^*) = 0.8228$$

لذا بهترین روش استخراج برای این کانسار روش انباره ای خواهد بود.



شکل ۴-۱۶- روش استخراج منتخب با تکنیک Fuzzy-AHP

۳-۴- روش معدنکاری پیشنهادی

تکنیک های انتخاب روش استخراج از نظر پایه علمی، نوع و تعداد پارامترها، امتیازدهی و ... با هم متفاوتند و از طرف دیگر روند تاریخی و کسب تجربه در این زمینه باعث شده تا هر کدام از این روشها از یک سابقه، اطمینان و اعتبار علمی خاصی برخوردار باشند.

نتایج نهایی و به عبارتی اولویت اول تا سوم تکنیک های مختلف انتخاب روش استخراج به شرح جدول ۴-۳۴ می باشد.

جدول ۴-۳۴- اولویت های اول تا سوم پیشنهادی توسط تکنیک های انتخاب روش استخراج

تکنیک	اولویت اول	اولویت دوم	اولویت سوم
بشکوف - رایت	انباره ای	کند و آکند	کندن و پرکردن با باطله کارگاه
موریسون	انباره ای	کارگاه در طبقات فرعی	کرسی چینی
هارتمن	انباره ای	کارگاه در طبقات فرعی	کند و آکند
نیکلاس	استخراج از طبقات فرعی	انباره ای	کند و آکند
نیکلاس اصلاحی	استخراج از طبقات فرعی	کند و آکند	انباره ای
U.B.C	انباره ای	کند و آکند	استخراج از طبقات فرعی
U.M.M.S	انباره ای	استخراج از طبقات فرعی	کرسی چینی
AHP	انباره ای	کند و آکند	استخراج از طبقات فرعی
چند شاخصه فازی	انباره ای	استخراج از طبقات فرعی	کند و آکند

بطور کلی روش استخراج در این معدن زیرزمینی است که با توجه به کارهای قدیمی معدن، استخراج تا حدی آسانتر شده است. در گذشته ناحیه رخنمون طی کارهای شدادی (احتمالاً ۱۳۰۰-۱۵۰۰ سال پیش) بطور روباز استخراج شده و حتی در مواردی تا عمق ۱۳۰ متری نیز عملیات پیش رفته است.

پس از تجزیه و تحلیل نتایج طرح های کیفی، کمی و منطق فازی انتخاب روش استخراج و تجارب کاری و مهندسی حاصله از محل نتیجه می شود که روش انباره ای^۱ اولویت اول را در میان روشهای

1 - Shirinkage

استخراجی دارد و پس از آن روشهای کند و آکند^۱ و کارگاه در طبقات فرعی^۲ تنها طرحهای استخراجی هستند که می توان به مزایای فراوان آن در مقابل روش انباره ای فکر کرد، هر چند که در شرایط فعلی و پس از بررسی های اقتصادی امکان تغییر روش غیر ممکن است.

روش انباره ای در دو مقیاس بزرگ و کوچک قابل انجام است. روش استخراج فعلی در این کانسار از نوع کوچک مقیاس می باشد. در برنامه ریزی های آینده و حفر چاههای جدید و با در نظر گرفتن جمیع عوامل می توان از روش انباره ای با مقیاس بزرگ استفاده کرد. اصول روش انباره ای در کارگاههای بزرگ مشابه عملیات کوچک مقیاس است. اختلاف اصلی در عملیات با مقیاس بزرگ استفاده از دستگاههای حفر دوپیل برای احداث دیولهای تهویه و دسترسی می باشد. قیف های خروج ماده معدنی که در داخل سنگ شکسته انباشته شده احداث می شوند، باید به جای چوب از فولاد ساخته شود و چالزنی جبهه کار با استفاده از روشهای مکانیزه انجام گیرد. این عمل اجازه می دهد که هر بار سنگ بیشتری آتشیاری شود. باید توجه داشت که مقیاس عملیات ممکن است بعضی از خطرات را افزایش دهد. از آنجا که عمق چالزنی افزایش می یابد لذا خطر کنده شدن قطعات بزرگ وجود دارد، بنابراین خطر قفل شدن و گیر کردن مواد در دهانه های تخلیه افزایش می یابد.

عملیات انفجار بزرگ مقیاس باعث می شود که حجم ماده معدنی که باید برای آماده سازی مجدد سطح کار بیرون برده شود، افزایش یابد. اگر ماده معدنی در کارگاه گیر کند، ممکن است باعث ایجاد فضای خالی بزرگتر شود، و در نتیجه خطرات بیشتری برای کار افراد در بالای سطح مواد به وجود آید. طرح کارگاههای استخراج انباره ای و دهانه های ریزش مواد باید به گونه ای باشد که مواد گیر افتاده را بتوان به طور ایمن جابجا کرد، و همچنین پایداری و ایمنی کار افراد برای حمل مواد از کارگاه را حفظ کند. به هنگام تخلیه نهایی کارگاه، مراقبت فوق العاده ای ضروری است تا گیر بزرگی به وجود نیاید. در قسمتهایی که ماده معدنی مرطوب است و به هم می چسبد، ممکن است این نوع گیر کردن اتفاق افتد. در چنین حالتی انجام یک انفجار ایمن برای باز کردن گیر لازم است. توده های بزرگ کانسنگ با چندین کارگاه استخراج جداگانه که بین آنها لنگه هایی برای محافظت کمرها

1 - Cut & Fill

2 - Sublevel Stopping

باقی گذاشته می شود، استخراج می شوند. هنگامی که عملیات اصلی استخراج کامل شد، معمولاً کانسنگ لنگه ها هم بازیابی می شود.

روش استخراج با چال های طویل از داخل دوپیل^۱ جهت استخراج قسمت هایی که کمرهای کانسار از استحکام کافی برخوردار نیستند، پیشنهاد می شود.

همچنین در این کانسار احتمالاً به شرایطی برخوردیم خورد که ماده معدنی عیار بالا و ضخامت کمی دارد که در این وضعیت روش کندن و پر کردن با باطله کارگاه^۲ پیشنهاد می گردد.

پس از تخلیه کامل کارگاه استخراج، گاهی ریزش کمر بالا و یا ترک خوردن آن باعث ایجاد محیط های خطرناکی می گردد. به منظور جلوگیری از این عمل و نیز کاهش هزینه حمل و نقل، از این کارگاهها برای ذخیره باطله تونل ها می توان استفاده کرد.

بطور کلی اهم دلایل انتخاب روش انباره ای به شرح زیر می باشد:

۱- توجه به اشکالات روش نیکلاس که به روشهایی مثل اتاق و پایه، روباز و ... امتیاز بالاتری نسبت به سایر روشها می دهد.

۲- کانسنگ و سنگ درونگیر مقاومت خوبی دارند و تجربیات کاری نشان داده که بجز موارد بسیار نادر نیاز به نگهداری وجود ندارد، بنابراین روش انتخابی باید جزء گروه روشهای بدون نگهداری باشد.

۳- در این معدن مواد خاکریز به آسانی در دسترس نمی باشد. منابع پرکننده معمولاً از محلهای زیر تأمین می شوند:

- خود کارگاههای استخراج
- حفاری راهروها
- باطله های کارخانه تغلیظ

در این کانسار بر اساس بررسی های انجام شده حجم حفاری در راهروها بسیار اندک بوده و در مرحله پرکردن تنها جوابگوی چند کارگاه خواهد بود. باطله های کارخانه فرآوری نیز بر طبق

1 -Long hole Stopping Method

2 -Resuing Method

- شواهد موجود دارای عیار بالایی می باشند و در آینده می توانند مورد فرآوری مجدد قرار گیرند و برای این امر مناسب نیستند.
- ۴- عملیات پر کردن بسیار هزینه بر می باشد و در شرایطی که افت و اختلاط^۱ کانسار زیاد بوده و نیاز به نگهداری احساس می شود، توجیه پذیر است. در خصوص این معدن بر طبق تجارب کاری سالیان متمادی نیازی به این امر وجود ندارد.
- ۵- توپوگرافی منطقه حالت تپه ماهوری دارد و به فرض بکارگیری روش کند و آکند، محل دوپل های خاکریزی در نقاط غیر همسطح قرار خواهد گرفت که عملیات باربری و خاکریزی را با مشکلات عدیده ای روبرو خواهد ساخت.
- ۶- کمرها شرایط ژئوتکنیکی خوبی دارند و از این حیث استخراج این کانسار رگه ای به روش انباره ای مناسب تر از روش کند و آکند خواهد بود.
- ۷- ضخامت کانسار در برخی از اعماق کاری حاضر نسبت به گذشته کمتر می باشد بنحوی که استفاده از سایر طرح های استخراجی مانند کند و آکند و یا کارگاه در طبقات فرعی کاملاً منتفی است.
- ۸- آماده سازی در روش استخراج از طبقات فرعی بعنوان یکی از گزینه های مرحله انتخاب روش استخراج بسیار کند، پیچیده، پرهزینه و خسته کننده است و تغییر روش استخراج با توجه به آماده سازی های قبلی انجام شده و خصوصیات هندسی کانسار در اعماق، غیراقتصادی است. از طرفی ضخامت کانسار در اغلب موارد زیر ۳ متر می باشد که مزید برعلت خواهد بود.
- ۹- چه در روش کند و آکند جهت پر کردن کارگاه و چه در روش کارگاه در طبقات فرعی جهت بازیابی لنگه ها، نیاز به خاکریزی وجود دارد و با توجه به آماده سازی های کوچک مقیاس معدن، تداخل دو عملیات استخراج و خاکریزی مشکلات عدیده ای را پیش روی ما قرار خواهد داد.

۱ - Dilution

- ۱۰- در روش استخراج از طبقات فرعی به عنوان یکی از روشهای احتمالی بایستی هم ماده معدنی و هم سنگ درونگیر مقاوم باشند. در کانسار قلعه زری کمرها در برخی موارد ریزشی، سست و شیبستی بوده و بنابراین استفاده از این روش به طور مطلق منطقی نخواهد بود.
- ۱۱- روش استخراج از طبقات فرعی بیش از حد بر حفاری و انفجار چالهای بلند تکیه دارد لذا بایستی به مراحل چالزنی، انفجار، خردایش، قطر چال، بار سنگ، نوع مواد منفجره و خرج ویژه توجه خاص شود. همچنین در روش انباره ای نسبت به روش استخراج از طبقات فرعی عیار بهتر کنترل می شود.
- ۱۲- در روش استخراج از طبقات فرعی ناحیه تحت استخراج باید دارای شرایط زمین شناسی و ساختمانی ایده الی باشد و خرد شدگی، گسل و ... در ناحیه مشاهده نشود حال آنکه در کانسار مس قلعه زری شرایط فوق نسبی بوده و ایده ال نیست.
- ۱۳- در طی ۴۰ سالی که از شروع به کار معدن می گذرد، تمام آماده سازی ها و تجهیزات معدن براساس روش انباره ای شکل گرفته است و هر گونه تغییر روش مستلزم صرف هزینه و وقت بسیار زیادی خواهد بود.
- ۱۴- نیروی کارگری بسیار ماهری در منطقه وجود دارد که سالیان متمادی روش انباره ای را تجربه کرده اند و با مشکلات، خطرات و محدودیت های آن کاملاً آشنا هستند.
- ۱۵- بطور کلی روش کند و آکند در کانسارهای رگه ای بیشتر در شرایط بسیار نامطلوب کمرها مورد استفاده قرار می گیرد.
- پس از بررسی ها و ارائه مطالب فوق لازم است تا خلاصه ای از روشهای انباره ای، استخراج با چالهای طویل از داخل دوپیل و کندن و پر کردن با باطله کارگاه ذکر شود.
- ۳-۴-۱- روش انباره ای
- روش انباره ای یکی از روشهای بدون نگهداری می باشد که برای استخراج کانسارهای طلا، نقره، سرب، روی، نیکل و سنگ آهک مورد استفاده قرار می گیرد.
- بر حسب نحوه استخراج سنگ معدن روش های انباره ای به دو دسته تقسیم می شوند:

۱- استخراج از بالای سر و کار از روی سطح سنگ شکسته شده که این روش بطور گسترده ای به کار برده شده است. انفجار فقط با حفر چالهای کوتاه انجام می شود.

۲- استخراج از تونل ها و دویلهای مخصوص که این روش برای کانسارهای با ضخامت ۵ تا ۱۰ متر و حتی ضخیمتر به کار می رود. در این روش از طبقات فرعی و عمود بر لایه های طبقات فرعی و همچنین از دویلهای می توان با حفر چالهای طویل به اندازه تمام طول جبهه کار انفجار کرد.

در این روش به مانند سایر روشهای استخراج قائم، طبقات متعددی لازم است. طبقات اصلی یا باربری به فواصل ۶۰ تا ۹۰ متر از همدیگر قرار دارند و در هر طبقه اصلی، یک تونل باربری به موازات امتداد کانسار حفر می شود. این تونل بوسیله یک تونل عمود بر لایه (میانبر) به چاه وصل می گردد. دو وظیفه اصلی در آماده سازی کارگاه قائم عبارتند از :

۱- احداث راههای بیرون کشیدن ماده معدنی که در آن مواد خرد شده تحت نیروی ثقل به ته کارگاه جریان پیدا می کنند.

۲- ایجاد برش افقی در پایین طبقه و یا ایجاد شکاف قائم در کارگاه برای تأمین فضایی که ماده معدنی شروع به شکستن کند و نهایتاً جریان یابد.

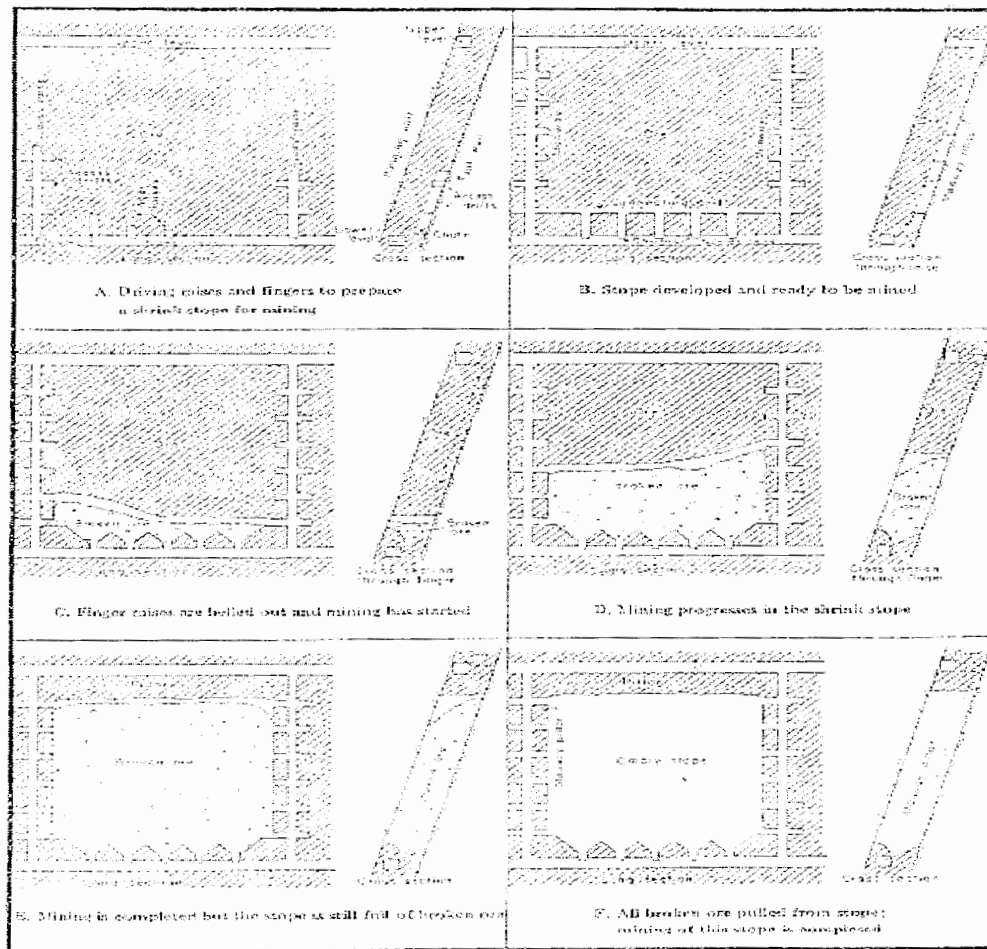
در شکل ۴-۱۷ مراحل آماده سازی روش انباره ای نشان داده شده است.

۴-۳-۲- استخراج با چالهای طویل از داخل دویل^۱

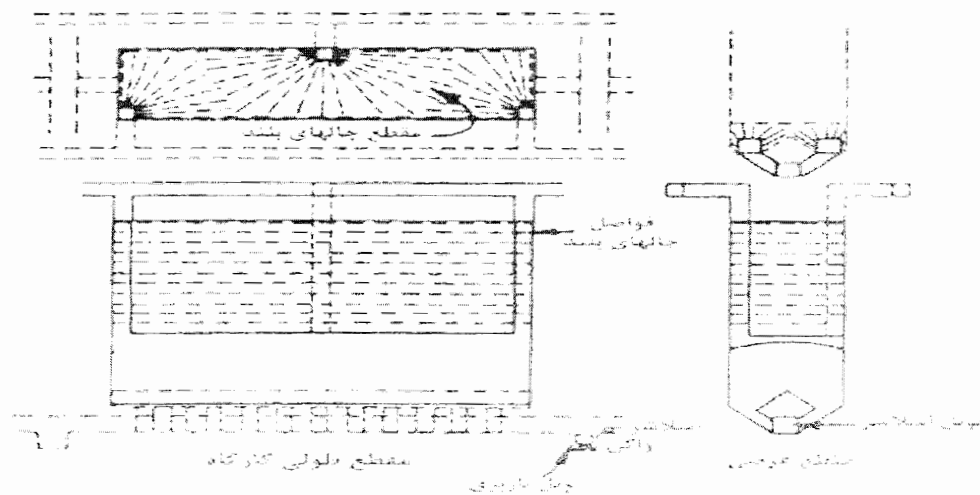
این شیوه، روشی ایمن و مقرون به صرفه برای استخراج کانسنگهایی است که دارای مقاومت و استحکام کافی جهت استخراج انباره ای سنتی نیستند. در این نوع قطعات از داخل دویلهای مرزی یکسری چال بلند به عمق نصف عرض قطعه حفر و بطور همزمان آتش می شوند. در این روش حجم سنگهای خرد شده محدود شده و سنگها در نواحی بالایی کارگاه با زاویه شکست^۲ کوچکتر از ۹۰ درجه می شکنند. البته مسئله خرجگذاری و پرایمرگذاری و حفر چالهای بلند از داخل دویلهای باریک بسیار حساس می باشد. نمایی از این روش در شکل ۴-۱۸ به تصویر کشیده شده است.

1 - Longhole Stopping Method

2 - Angle Of Breakage



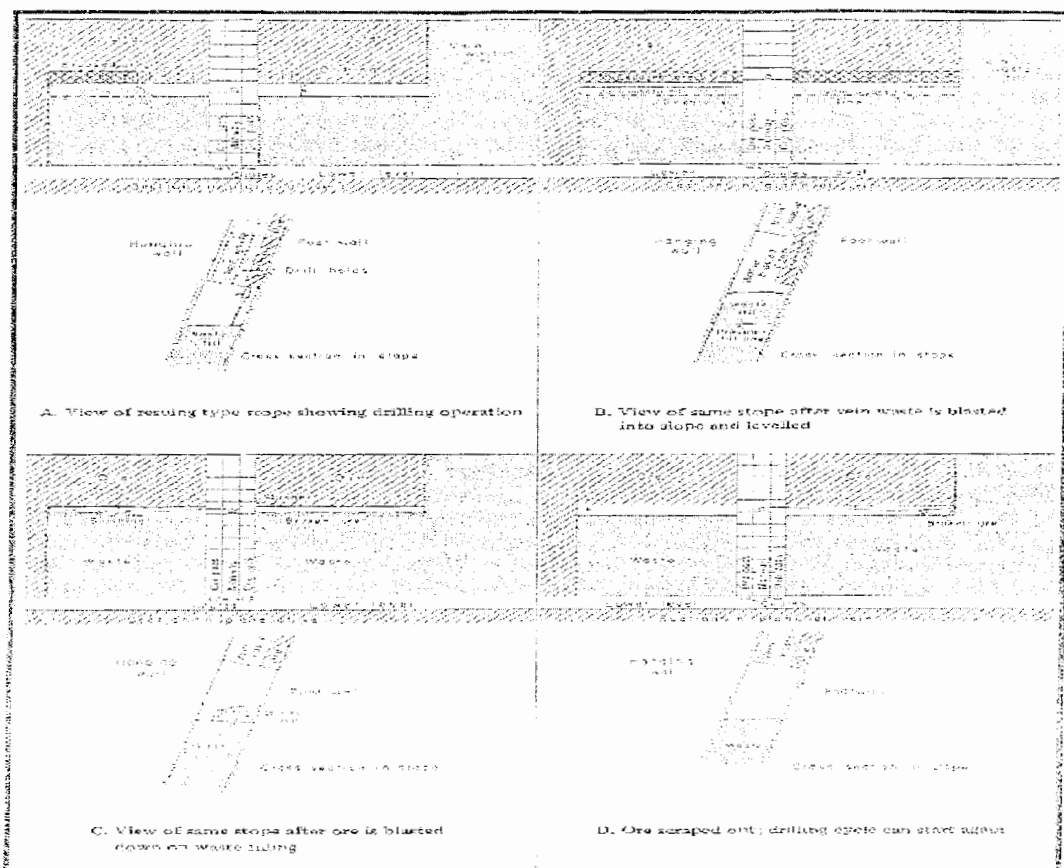
شکل ۴-۱۷- آماده سازی روش استخراج انباره ای [۱۹]



شکل ۴-۱۸- استخراج انباره ای با استفاده از حفر چالهای بلند از دوبلهها [۲۵]

۴-۳-۳- روش کندن و پر کردن با باطله کارگاه^۱

این روش حد فاصل روش کند و آکند و انباره ای می باشد. وقتی ضخامت ماده معدنی کم باشد، مقداری از سنگ باطله را منفجر می سازند و پس از انفجار باطله مقداری فضا ایجاد می گردد و متعاقباً ماده معدنی منفجر می شود. باطله های منفجر شده به عنوان پر کننده کارگاه بکار می روند. این روش در شرایطی قابل اجرا است که ماده معدنی ارزش بالایی داشته باشد. فرق این روش با روش انباره ای در این است که در این روش بجای ماده معدنی، باطله در داخل کارگاه باقی می ماند. علاوه بر این در این روش بر خلاف روش انباره ای ممکن است به وسیله حمل و نقل در داخل کارگاه نیاز باشد. فرق این روش با روش کند و آکند در این است که در این روش باطله از خود کارگاه تأمین می شود در حالی که در روش کند و آکند باطله را از خارج به کارگاه استخراج منتقل می کنند. در شکل ۴-۱۹ مراحل آماده سازی این روش نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۹- آماده سازی روش کندن و پر کردن با باطله کارگاه [۱۹]

فصل پنجم :

طراحی کارگاه‌های استخراج

۵-۱- مقدمه

پتانسیل ناپایداری در سنگهای اطراف حفریات زیرزمینی، مشکل همیشگی در مقابل ایمنی افراد و تجهیزات در معادن بوده است. علاوه بر این به علت کاهش عیار ماده معدنی در اثر سقوط سنگ، در صورتی که از گسترش خرابی و شکستگیها در سنگهای اطراف جبهه کار جلوگیری نشود، ممکن است سوددهی عملیات معدنکاری کاهش یابد. به منظور مقابله با این مشکلات، ضروری است که دلایل ناپایداری درک شود و طراحی به گونه ای انجام گیرد که مشکلات را حذف و یا تقلیل دهد.

یکی از کارهای مهم در مرحله تجهیز و آماده سازی، طرح جانمایی جبهه کارها و انتخاب ابعاد و ترتیب استخراج این کارگاهها است. در کارگاههای باز مثل کارگاههای روش انباره ای، تحلیل پایداری هم به لحاظ ایمنی و هم برای کنترل کاهش عیار مورد نظر است [۳۲].

در این فصل سعی شده تا بر اساس طبقه بندی مهندسی سنگ انجام شده از کانسار (فصل قبل) و چند روش موجود برای طراحی حفریات زیرزمینی، بهترین ابعاد برای کارگاههای استخراج و پایه ها پیشنهاد شود. در ادامه به جانمایی این کارگاهها در چند افق پرداخته شده است.

۵-۲- عوامل موثر در طراحی کارگاه استخراج

به طور کلی عوامل موثر در طراحی کارگاهها وابسته به شرایط طبیعی کانسار و متغیرهای طراحی می باشند. مهمترین این عوامل عبارتند از [۳۵]:

۵-۲-۱- زمین شناسی بلوک کارگاه

زمین شناسی را باید عامل نخست به شمار آورد، زیرا در واقع شکل، اندازه و طبیعت توده سنگ است که اقتصادی بودن و روش استخراج را تعیین می کند. برای آن که هر نوع طراحی برای معدن امکانپذیر شود، لازم است زمین شناسی کانسار مورد مطالعه دقیق قرار گیرد. اطلاعات زمین شناسی که از کانسار به دست می آید باید به گونه ای ارائه شود که مهندس معدن به طور کامل طبیعت کانسار را دریابد. برای طراحی بهتر باید بتوان کانسار را به حالت سه بعدی تصور کرد و ابعاد اضافی مثل عیار کانسنگ و نوع سنگ درونگیر را همراه با آن مورد مطالعه قرار داد.

مقاومت کانسار، سقف و کف بر طراحی کارگاه تأثیر می گذارند و وجود شکستگی و گسل ممکن است مانع استفاده از روش مورد نظر شود. شیب رگه نیز بر طراحی کارگاه و آماده سازی آن موثر است. تغییر شیب در امر تخلیه کارگاه مشکلی عمده به شمار می آید.

۵-۲-۲- عمق

این پارامتر بر طراحی راهروها و پایه های بین کارگاهها تأثیر می گذارد. تأثیر عمق بر طراحی کارگاه چندان زیاد نیست، ولی جانمایی منطقه تحت تأثیر عمق قرار می گیرد.

۵-۲-۳- ضخامت

این پارامتر بر طراحی کارگاه و آماده سازی آن تأثیر می گذارد. در صورتی که رگه ضخیم باشد، می توان در هر دو طرف تونل پیشروی قیفهای تخلیه را ایجاد کرد.

۵-۲-۴- سیستم حمل و نقل

نوع سیستم حمل و نقل نیز بر طراحی کارگاه موثر است. سیستم حمل و نقل می تواند محدودیتهای مختلفی را بر جانمایی معدن تحمیل کند. از جمله ضرورت حفر راهروهای مستقیم طولانی برای استفاده از نوار نقاله و یا اینکه محدودیت های جزئی را موجب شود که به عنوان مثال می توان به شعاع انحنای لازم برای دور زدن لکوموتیو اشاره کرد.

در معدن قلعه زری برای حمل و نقل از واگنهای معدنی استفاده می شود و بنابراین کارگاهها می توانند به تبعیت از امتداد لایه بچرخند.

۵-۲-۵- تهویه

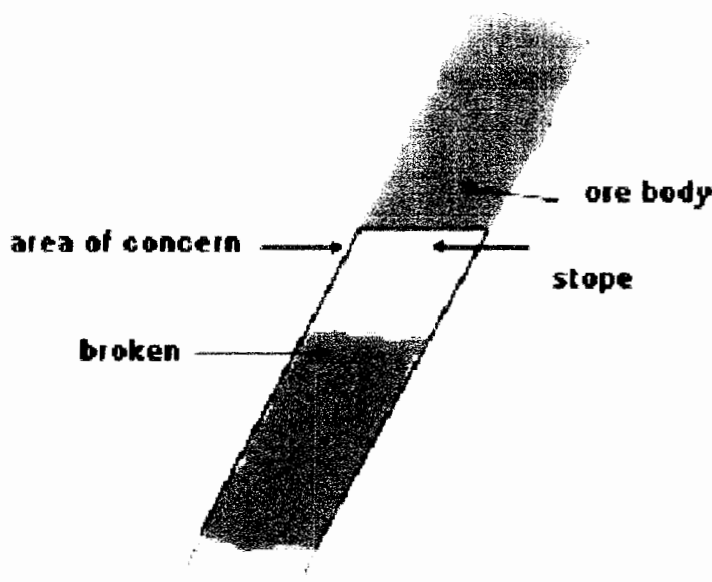
روش تجهیز و نحوه تهویه نیز از عوامل بحرانی تعیین کننده طرح کارگاه هستند. ضروریات تهویه یک معدن، محدودیتهای زیادی را بر طراح معدن تحمیل می کند. در مراحل اولیه طراحی لازم است که تجهیزات لازم برای تهویه پیشروی ها فراهم شود و آنگاه جانمایی کلی معدن به گونه ای طراحی شود که هوای لازم به تمام قسمتها برسد و در عین حال افت فشار کلی معدن و قدرت بادبزن در حد قابل

قبولی باشد. اگر این جنبه از طراحی ناموفق باشد، در آن صورت یا معدن باید با هوای کمتر از حد استاندارد تهویه شود و یا اینکه یک بادبزن خیلی قوی نصب شود و فشار حاصل از بادبزن خیلی بالا باشد.

۵-۳- خصوصیات کانسار مس قلعه زری

همانطور که در فصول قبلی اشاره شد، کانسار قلعه زری به شکل رگه ای تشکیل شده و ضخامت رگه های آن از چندین متر تا تقریباً صفر متغیر است. عیارها معمولاً بالا است و همین امر سبب اقتصادی بودن استخراج رگه های نازک شده است (شکل ۵-۱).

استخراج از این کانسار مستلزم استخراج گزینشی^۱ رگه است و حتی الامکان باید از دست زدن به سنگهای درونگیر و کم عیار شدن کانی های اقتصادی اجتناب شود. مهمترین مسئله ای که پس از شناخت سنگ معدن دارای اهمیت می باشد، لایه های جانبی و دربرگیرنده کانسار می باشد. مسلماً جنس و ویژگی های کمر بالا و کمر پایین رگه ها در طراحی کارگاه استخراج تعیین کننده می باشد بطوری که داشتن کمرهای شکسته و

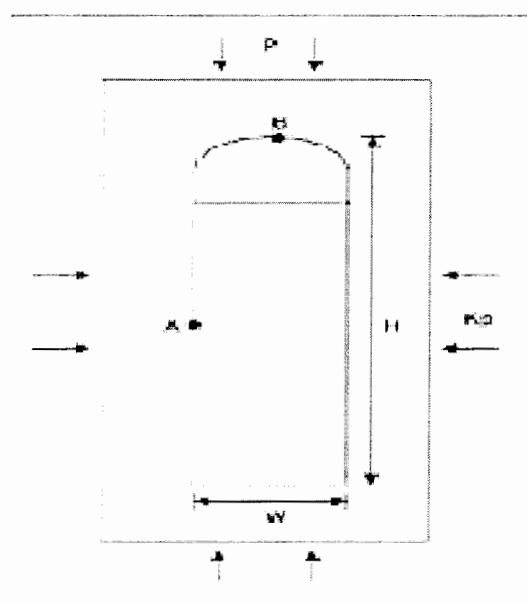


شکل ۵-۱- مقطع عرضی کارگاه استخراج و کانسار

شیستی اشکالاتی در طرح استخراج بوجود می آورد. بالعکس کمرهای مقاوم و محکم نگرانی عریض شدن کارگاه را تا حدود زیادی خواهد کاست.

۴-۵- پایداری دیواره های کناری و بالایی کارگاه استخراج

موفقیت روش معدنکاری انباره ای بطور قطع وابسته به کنترل مؤثر پایه های کناری و بالایی کارگاه استخراج می باشد. یک شرط لازم برای کنترل مؤثر زمین برخورداری از دانش نسبی خوب از توزیع تنش در دیواره های کناری و تاج محل حفاری در طی معدنکاری است. با ملاحظه شکل ۲-۵ که هندسه یک کارگاه انباره ای را نشان می دهد و بر طبق نظر برادی و براون ، نقاط A و B به ترتیب در مرکز دیواره و مرکز تاج محل حفاری نقاط ویژه و مهمی می باشند [۳۷].



شکل ۲-۵- نمای شماتیک از هندسه یک کارگاه انباره ای [۳۷]

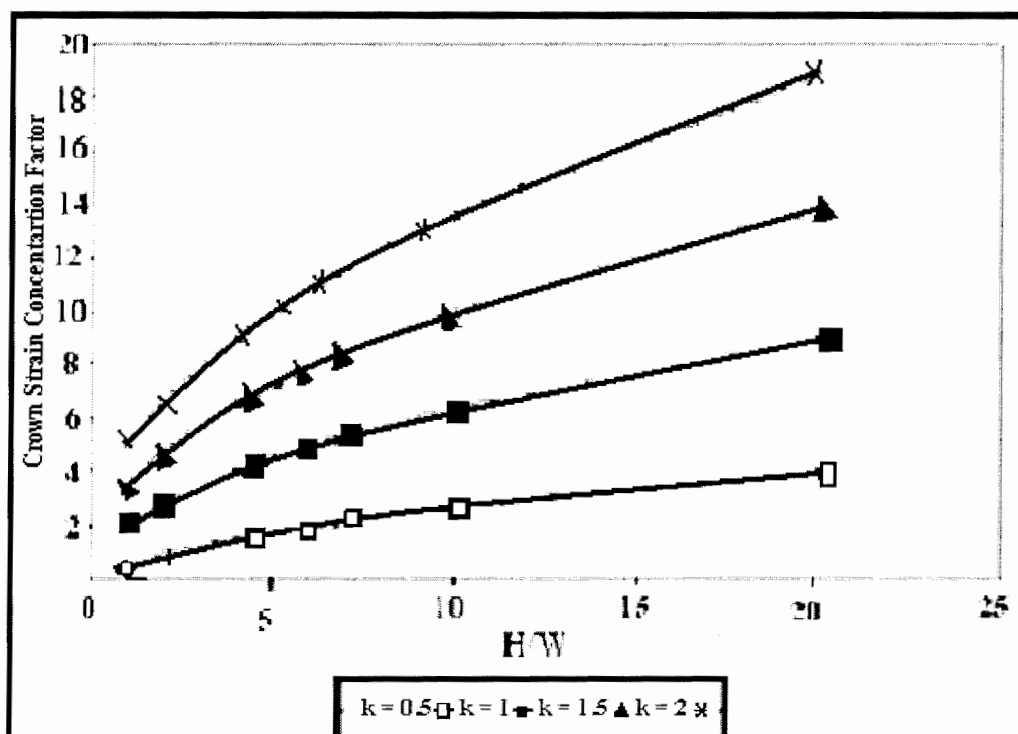
روابط ۱-۵ و ۲-۵ با فرض اینکه δ_B و δ_A به ترتیب تنش های مرزی در نقاط A و B باشند، توسط برادی و براون در این خصوص پیشنهاد شده اند [۳۷]:

$$\delta_{A/P} = 1 - K + 2W/H \quad (1-5)$$

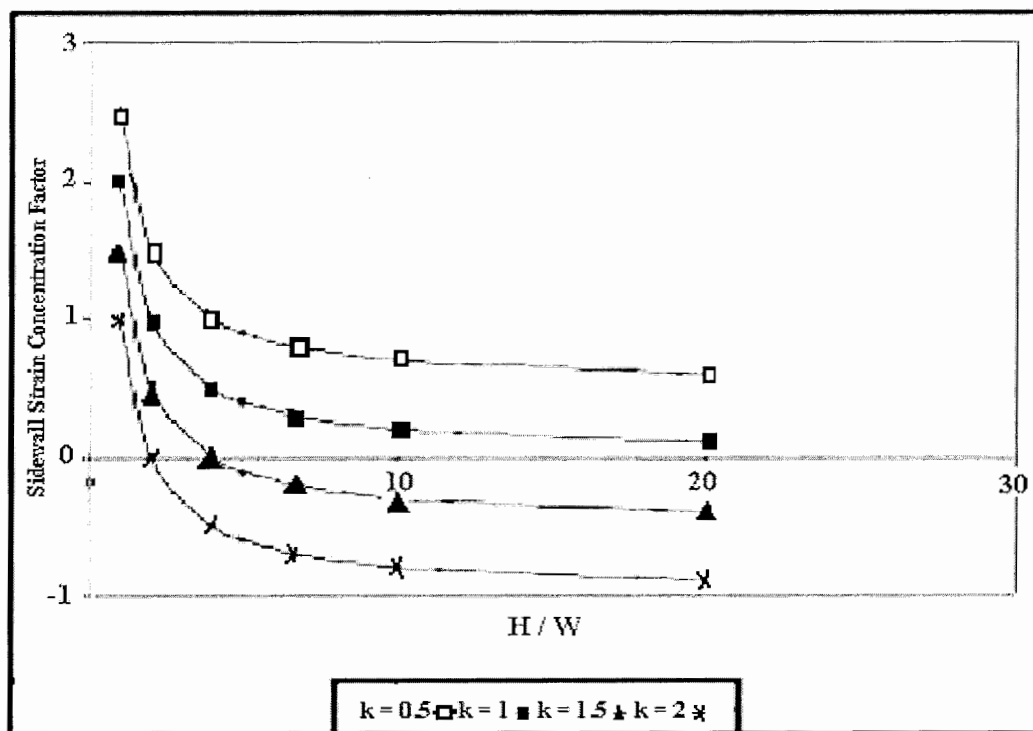
$$\delta_{B/P} = K - 1 + 2K(H/W)^{1/2} \quad (2-5)$$

در این روابط K نسبت تنشهای محیطی افقی و عمودی، $\delta_{A/P}$ فاکتور تمرکز تنش روی دیواره کناری و $\delta_{B/P}$ فاکتور تمرکز تنش در تاج می باشد.

با استفاده از روابط ۱-۵ و ۲-۵ تنشهای دیواره کناری و بالایی یک کارگاه انباره ای برای اشکال مختلف آن قابل محاسبه است. نمودارهای اشکال ۳-۵ و ۴-۵ مربوط به شرایط تنشهای محیطی مختلف می باشند.



شکل ۳-۵- پروفیل توزیع تنش در تاج کارگاه انباره ای برای اشکال مختلف کارگاه و تنش های محیطی [۳۷]



شکل ۵-۴- پروفیل توزیع تنش در دیواره کناری کارگاه انباره ای برای اشکال مختلف کارگاه و تنشهای محیطی [۳۷]

معمولاً معدنکاری کانسارهای رگه ای در محل هایی است که نسبت K بزرگتر از ۱ است. همچنین برادی و براون معتقدند در این شرایط تنش های کمی وجود دارد که معمولاً کششی اند و در دیواره محل حفاری تولید می شوند. یک توده سنگ درزه دار اغلب خالی از تنش است و بدلیل فقدان تنش برشی ممکن است متلاشی شود [۳۷].

با ملاحظه نسبت های متداول ارتفاع به عرض کارگاه، برادی و براون به این نتیجه رسیده اند که عموماً فاکتورهای تمرکز تنش تاج (δ_B / P) بیشتر از ۱۰ مورد انتظار است. این تنشها می توانند به مقادیر خیلی زیاد افزایش یابند و اگر مقاومت فشاری تک محوری یک رگه کمتر از تنشهای مؤثر باشد، شکستگیهایی در تاج کارگاه رخ خواهد داد.

بارتون (۲۰۰۰) پیشنهاد کرد که سیستم Q در چنین شرایطی قابل کاربرد است. برادی و براون بعداً توضیح دادند که دلیل آنکه فاکتور تمرکز تنش های تاج با نسبت ارتفاع به عرض کارگاه افزایش می یابد، وضعیت ژئومکانیکی حوزه فعالیت معدنکاری با افزایش شیب وخیم تر خواهد شد [۳۷].

۵-۵- روشهای طراحی کارگاه استخراج

هر چند که اصول مکانیک سنگ از ملاحظات اساسی در طراحی می باشد، لیکن در روش انباره ای ابعاد کارگاهها نسبتاً کوچک بوده و تحت تنش فوق العاده ای قرار نمی گیرند. بنابراین مسئله اصلی انتخاب یک ابعاد قابل کنترل از لحاظ مدیریت می باشد به نحوی که امکان جریان یکنواخت ماده معدنی را توسط ثقل ایجاد کرده و یک کنترل مؤثر بر روی تخلیه داشته باشد [۳۴ و ۲۵].

روشهای مختلف و متنوعی برای طراحی کارگاه استخراج شامل ابعاد لنگه ها، فضاهای استخراجی و ... وجود دارد که در اینجا از چند مورد آن استفاده می شود.

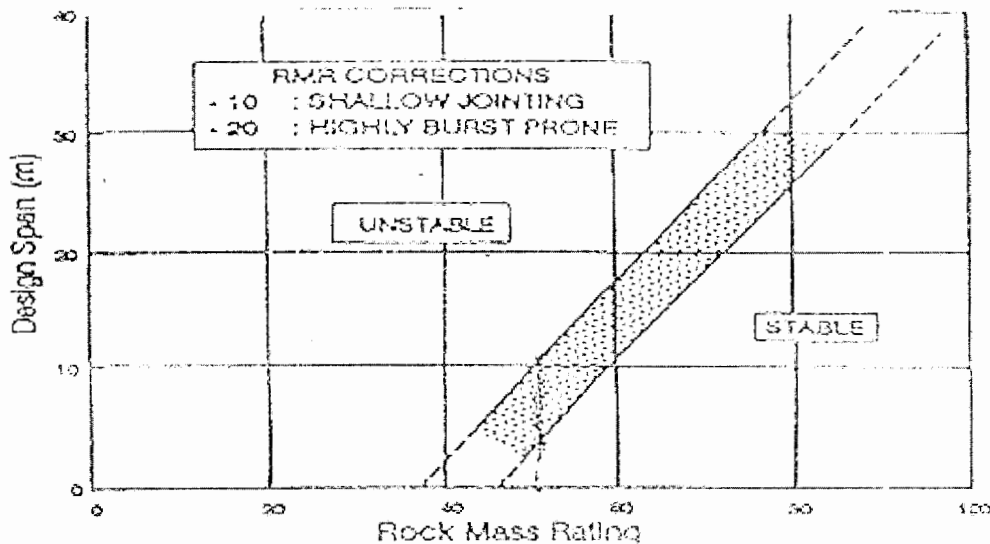
۵-۵-۱- روش حداکثر دهانه طراحی

یکی از ساده ترین روشهای طراحی کارگاه، روش استفاده از حداکثر دهانه پایدار می باشد. حداکثر دهانه پایدار کار زیرزمینی عبارتست از بیشترین دهانه ای که می تواند با توجه به خواص و مقاومت سنگهای کمربالا بدون استفاده از نگهداری پایدار بماند.

توسط این روش می توان ابعاد لنگه ها، ابعاد کارگاهها، ضریب بازیابی و ... را مشخص کرد. برای استفاده از این روش لازم است قبلاً طبقه بندی مهندسی سنگ در محدوده استخراجی صورت گیرد. از روشهای طبقه بندی مناسب برای این موضوع می توان روشهای RMR و Q را معرفی کرد. اصولاً طبقه بندی Q برای طراحی سازه های زیرزمینی و بررسی پایداری تونلها و کارگاههای زیرزمینی پیشنهاد شده است و لذا برای کاربری در اعماق پایین مناسب تر از RMR است [۳۲ و ۳۴].

بر طبق شکل ۵-۵ که ارتباط طراحی و RMR را نشان می دهد، دهانه طراحی ممکن بدون ایجاد نگهداری مصنوعی ۴۰ متر معرفی شده است. با مقایسه RMR متوسط و با توجه به شرایط کارگاههای معدن می توان از حداکثر دهانه معرفی شده توسط این روش یعنی ۴۰ متر استفاده کرد.

بدیهی است که طول ۴۰ متر حداکثر طول ممکن کارگاه استخراج نخواهد بود چرا که این روش به بررسی پایداری فضاهای با طول بیشتر از ۴۰ متر نپرداخته است. همچنین مطابق این روش کارگاههای با طول ۳۵-۴۰ متر به مدت زیادی پایدار خواهند بود.



شکل ۵-۵ - ارتباط دهانه طراحی با RMR [۳۸]

همانطوری که ملاحظه گردید حداکثر دهانه طراحی با داشتن RMR مشخص گردید ولیکن چون عملیات استخراج در معدن زیرزمینی قلعه زری درآینده در اعماق پایینتر ادامه خواهد یافت، لازم است دهانه حداکثر بدلیل معتبر بودن رده بندی Q در عمق توسط این سیستم نیز محاسبه گردد. با مقایسه مقدار متوسط امتیاز Q و جدول ۱-۵ که ارزیابی کیفیت ژئومکانیکی توده سنگ را بر اساس امتیاز Q نشان می دهد، این کانسار و ناحیه مورد طراحی در گروه سنگهای فوق العاده خوب قرار می گیرد.

توسط رابطه ۳-۵ حداکثر دهانه طراحی را با استفاده از رده بندی Q می توان نشان داد [۳۲].

$$Span = \gamma (ESR) Q^{0.4} \quad (3-5)$$

در این رابطه منظور از ESR ضریب نگهداری برای حفاریهای مختلف^۱ می باشد که در جدول ۲-۵ مقادیر آن برای حالت‌های مختلف نشان داده شده است.

1 - Excavation Support Ratio

جدول ۱-۵- ارزیابی کیفیت ژئومکانیکی توده سنگ براساس Q [۳۸]

مقدار Q	کیفیت توده سنگ برای تونلسازی
<۰/۰۱	ضعیفترین نوع سنگها در حد استثنایی
۰/۰۱ - ۰/۱	فوق العاده ضعیف
۰/۱ - ۱	خیلی ضعیف
۱ - ۴	ضعیف
۴ - ۱۰	متوسط
۱۰ - ۴۰	خوب
۴۰ - ۱۰۰	خیلی خوب
۱۰۰ - ۴۰۰	فوق العاده خوب
>۴۰۰	عالیترین در حد استثنایی

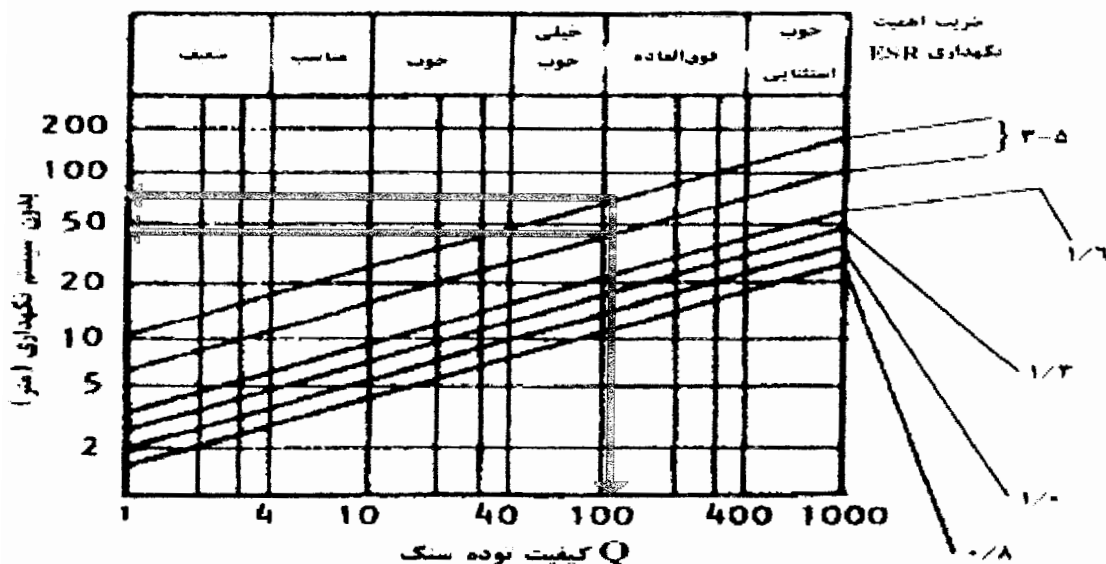
جدول ۲-۵- ضریب نگهداری تونل (ESR) برای حفاریهای مختلف [۳۳]

ESR	نوع حفاری
۳-۵	فضاهای معدنی موقت و مشابه آن
۲/۵	مقطع دایره ای
۲	مقطع مربعی یا مستطیل
۲/۶	فضاهای معدنی دائم، تونلهای آبرسانی برای نیروگاههای آبی، پیش تونلهای، بخشهای مختلف تونلهای بزرگ و غیره
۱/۳	انبارهای زیرزمینی، فضاهای زیرزمینی تصفیه آب، تونلهای کوچک راه و راه آهن، تونلهای دسترسی و غیره
۱	نیروگاهها، تونلهای بزرگ راه و راه آهن
۰/۸	نیروگاههای هسته ای زیرزمینی، ایستگاههای قطار، امکانات ورزشی و عمومی و کارخانجات و غیره

لذا برای حالت کارگاههای معدنی که فضاهای معدنی موقت محسوب می گردند، ردیف اول از جدول ۲-۵ استحصال و عدد (۳-۵) برای ESR منظور می گردد. حال با داشتن مقدار Q و ESR حداکثر دهانه طراحی براساس رابطه ۳-۵ قابل محاسبه می باشد:

$$65 - 39 = 2 \times ESR \times Q^{0.4} = 2 * (3-5) * 6.55 = 39 - 65 \text{ (متر)}$$

با تقریب کافی می توان رابطه ۳-۵ را با منحنی های شکل ۶-۵ نشان داد [۴۴]. براساس این نمودار نیز دهانه بدون سیستم نگهداری قابل محاسبه است.



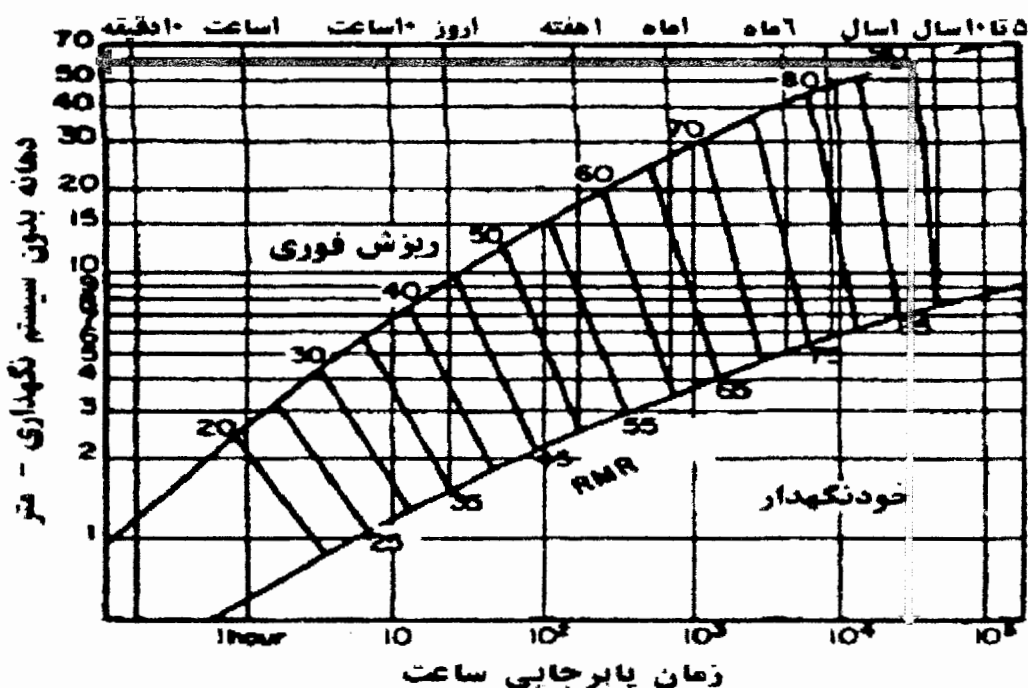
شکل ۶-۵- حداکثر دهانه فضاهای زیرزمینی طبیعی و مصنوعی در سنگهای مختلف و بدون نصب نگهداری [۳۴]

رابطه ۳-۵ را می توان برعکس کرد و به صورت زیر نوشت:

$$Q = \frac{(Span)}{2ESR}^{2.5} \quad (4-5)$$

رابطه اخیر مقدار بحرانی Q را برای یک حفاری معین به دست می دهد [۳۴].

در شکل ۷-۵ نیز رابطه بین زمان پابرجایی، رده سنگ و دهانه حفاری آمده است. به طوری که از این شکل بر می آید حداقل زمان پابرجایی بیشتر از یک سال می باشد که بر اساس تجربیات کاری عمر یک کارگاه معمولاً از این مقدار کمتر است.



شکل ۵-۷- رابطه بین زمان پابرجایی، رده سنگ و دهانه حفاری [۳۹]

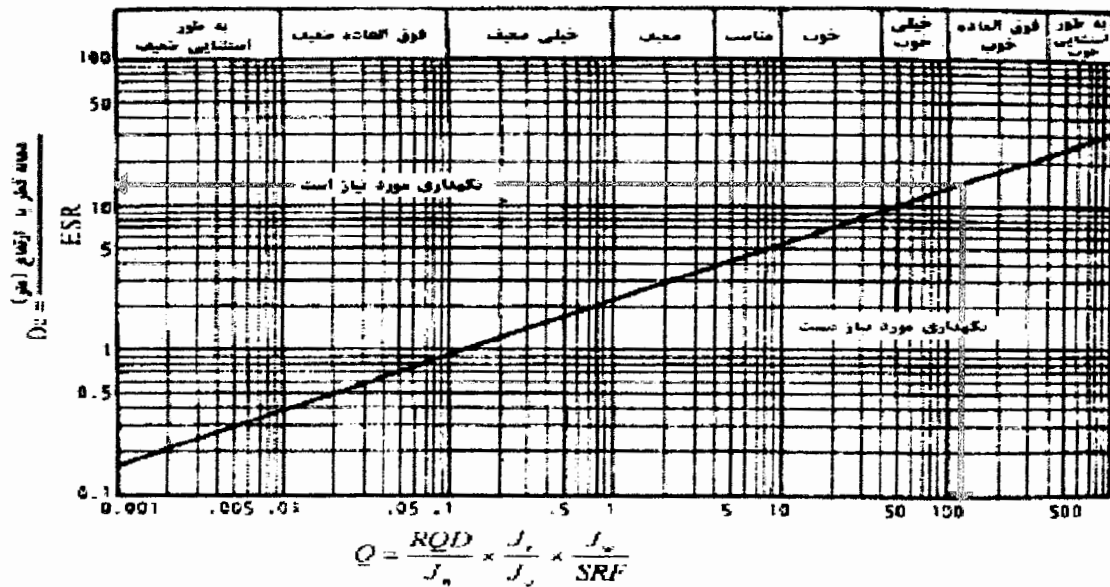
۵-۵-۲- روش بعد معادل

بارتون و همکارانش برای ارتباط مقدار شاخص Q با پایداری و نگهدارنده مورد نیاز حفاریهای زیرزمینی، یک پارامتر اضافی بنام بعد معادل فضای زیرزمینی^۱ (De) به شرح رابطه ۵-۵ تعریف کردند [۳۹]:

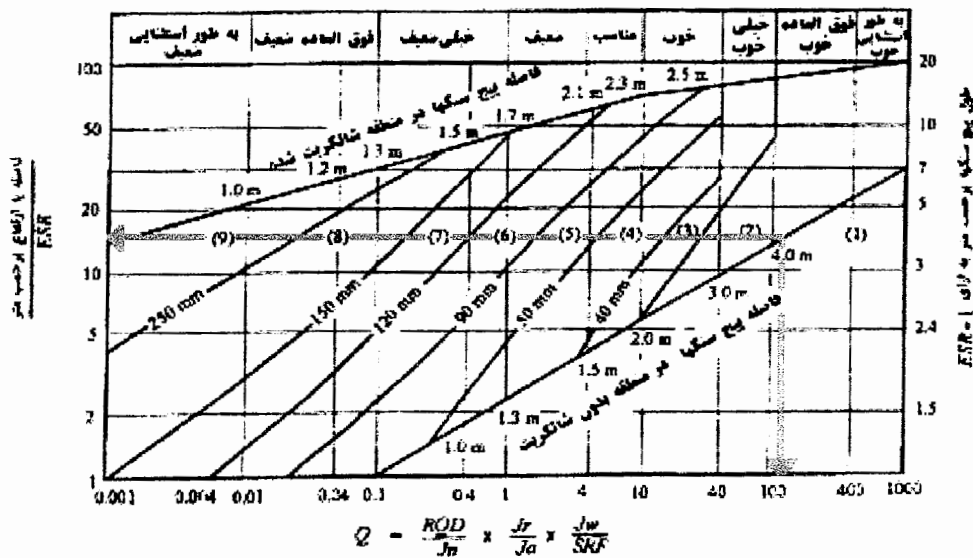
$$De = \frac{\text{دهانه، ارتفاع و یا قطر تونل (بر حسب متر)}}{\text{نسبت نگهداری تونل ESR}} \quad (5-5)$$

نسبت نگهداری حفاری (ESR) به نحوه استفاده از محل حفاری و نیز اینکه تا چه درجه ای از ناپایداری قابل قبول است، بستگی دارد. اندازه ضریب ESR در وضعیت های مختلف در جدول ۵-۲ درج شده است. با معلوم بودن شاخص Q و بعد معادل و با مراجعه به نمودارهایی که در این مورد تهیه شده است، می توان وضعیت نگهداری را ارزیابی کرد. در شکل ۵-۸ نمودار اولیه بارتون و در شکل ۵-۹ نمودار اصلاح شده آن در سال ۱۹۹۳ میلادی نشان داده شده است.

1 - Equivalent Dimension



شکل ۵-۸- رابطه بین حداکثر بعد معادل یک حفاری بدون نصب نگهداری و ضریب Q [۳۹]



- ۱- بدون سیستم نگهداری
- ۲- پیچ سنگ نقطه‌ای
- ۳- پیچ سنگ منظم
- ۴- پیچ سنگ منظم همراه با ۴۰ تا ۸۰ شاتکریت مسلح به ضخامت بیش از ۱۵۰ میلیمتر همراه با پیچ سنگ
- ۵- پیچ سنگ همراه با شاتکریت مسلح به ضخامت ۵۰ تا ۹۰ میلیمتر
- ۶- پیچ سنگ همراه با شاتکریت مسلح به ضخامت ۹۰ تا ۱۲۰ میلیمتر
- ۷- پیچ سنگ همراه با شاتکریت مسلح به ضخامت ۱۲۰ تا ۱۵۰ میلیمتر
- ۸- شاتکریت مسلح به ضخامت بیش از ۱۵۰ میلیمتر همراه با پیچ سنگ
- ۹- دیوارسازی بتنی

شکل ۵-۹- برآورد رده نگهداری حفاری براساس شاخص Q و حداکثر بعد معادل [۳۴]

با توجه به مقدار Q برابر ۱۱۰، مطابق اشکال ۵-۸ و ۵-۹ مقدار حدودی ۱۴ برای دهانه معادل حداکثر بدون نگهداری به دست می آید. لذا حداکثر دهانه معادل برابر است با:

$$ESR = 14 / (\text{قطر، دهانه، ارتفاع}) = \text{دهانه معادل}$$

$$ESR = 3-5 \text{ (برای کارگاههای موقت)}$$

$$42-70 = \text{ارتفاع، دهانه، قطر (متر)}$$

۵-۳-۵- روش نمودار پایداری

ماتئوس^۱ و همکارانش در سال ۱۹۸۱ یک روش تجربی برای ارزیابی پایداری کارگاه های استخراج با فضای باز ارائه کردند. این روش ترکیبی از مفاهیم مکانیک سنگ، تعداد زیادی تجارب معدنی و برخی محاسبات تحلیلی می باشد. لذا از آن می توان جهت طراحی کارگاه های استخراج در معادن قدیمی و برای طراحی کارگاه های استخراج در یک معدن جدید استفاده کرد. برای استفاده از این روش بایستی اطلاعات ژئوتکنیکی کافی در دسترس باشد. این روش در سال ۱۹۸۸ توسط پوتوین^۲ بر اساس ۱۷۵ مورد تجربی دیگر و متعاقب آن توسط نیکسون^۳ (۱۹۹۲)، پوتوین و میلن (۱۹۹۲) روش کامل تری برای طراحی کابل مهاری با استفاده از روش نمودار پایداری گردید [۳۲].

روشی که هم اکنون رایج است بر پایه تجزیه و تحلیل بیش از ۳۵۰ مطالعه موردی از معادن زیرزمینی کانادا استوار است و در برگیرنده عوامل کلیدی مؤثر بر طراحی جبهه کار های باز می باشد. هدف از این روش تعیین عوامل اصلی مؤثر در پایداری کارگاه استخراج می باشد. اهم این عوامل عبارتند از:

- اندازه و شکل بلوکهای سنگی و مقاومت توده سنگ

- شرایط تنش محلی

- جهت درزه ها و مقاومت برشی آنها

- اثر نیروی ثقل

- شکل و ابعاد و راستای فضای زیرزمینی یا کارگاه

1 - Mathews
2 - Potvin
3 - Nickson

این عوامل به طور تجربی تعیین و نقش هر یک در پایداری تعیین خواهد شد. سپس به کمک این اطلاعات می توان مشخص کرد که آیا فضای باز مورد نظر یا جبهه کار، بدون سیستم نگهداری پایدار است یا حتماً باید سیستم نگهداری نصب شود و یا حتی با نصب سیستم نگهداری هم ناپایدار است و بدین ترتیب ابعاد بهینه کارگاه را تعیین کرد. این روش همچنین محدوده تراکم کابل مهاری لازم برای پایدار ماندن کارگاه را پیشنهاد می کند [۳۲ و ۱۹].

۵-۳-۱- پارمتر های مورد نیاز در روش نمودار پایداری

در این روش بایستی دو ضریب محاسبه شود :

الف- شعاع هیدرولیکی^۱ یا ضریب شکل

سطح مقطع یک کارگاه به تنهایی شاخص مناسبی برای بزرگی کارگاه نیست چرا که دو کارگاه با سطح مقطع مساوی ولی با عرض و ارتفاع متفاوت وضعیت پایداری گوناگونی دارند، لذا از شعاع هیدرولیکی (نسبت مساحت به محیط کارگاه) به عنوان شاخص بزرگی کارگاه و ابعاد و شکل جبهه کار حفاری استفاده می شود. شعاع هیدرولیکی (HR) برابر است با [۳۲]:

$$HR = \frac{w.h}{2(w+h)} \quad (۶-۵)$$

که در این رابطه w و h به ترتیب طول و عرض کارگاه استخراج می باشند.

ب- عدد پایداری اصلاح شده^۲

این عدد قابلیت پایداری توده سنگ را تحت شرایط تنش های موجود نشان می هد و با استفاده از رابطه ۷-۵ تعیین می شود:

$$N' = Q'.A.B.C \quad (۷-۵)$$

1 - hydraulic radius

2 - Modified stability number

که در این رابطه N عدد پایداری اصلاح شده، Q' مقدار اصلاح شده شاخص کیفی تونلزنی در سنگ، A ضریب مربوط به تنشهای حاصل از معدنکاری یا ضریب تنش سنگ^۱، B ضریب مربوط به ناپیوستگی های بحرانی برای دیواره مورد نظر یا ضریب تعدیل راستای درزه های سنگ^۲ و C ضریب مربوط به جهت دیواره مورد نظر یا ضریب تعدیل نیروی ثقل^۳ می باشد. نحوه تعیین هر یک از پارامترها به شرح زیر است [۱۹ و ۳۲]:

۱- تعیین شاخص کیفی تونلزنی اصلاح شده (Q')

این شاخص از نتایج برداشت ساختار توده سنگ که دقیقاً به همان روش طبقه بندی ارائه شده توسط انستیتوی ژئومکانیک نروژ NGI محاسبه می شود، به دست می آید. با این تفاوت که ضریب کاهش تنش برابر واحد فرض می شود. همچنین این سیستم در شرایطی که آبهای زیر زمینی قابل توجه باشند، بکار برده نمی شود. لذا ضریب کاهش آب درزه (J_v) معمولاً برابر واحد فرض می شود. بنابراین مقدار Q' از رابطه ۵-۸ قابل محاسبه می باشد [۳۲]:

$$Q' = (RQD / J_n) * (J_r / J_a) \quad (۸-۵)$$

۲- تعیین ضریب تنش سنگ (A)

این ضریب بیان کننده تنش هایی است که بر سطح آزاد سنگها یا جبهه کارها در حفاریات زیرزمینی اثر می کند. این ضریب با توجه به مقاومت فشاری تک محوری سنگ بکر و تنشی که به موازات سطح مورد نظر در جبهه کار القا می شود، تعیین می شود. مقاومت فشاری تک محوری سنگ بکر را می توان از آزمایشهای آزمایشگاهی و یا با تخمین هایی بدست آورد و تنش القایی یا تنش وارده بر دیواره کارگاه یا از مدلسازی عددی و یا از روش های منتشر شده توزیع تنش با استفاده از مقادیر اندازه گیری شده یا مفروض تنش های برجا، تخمین زده می شود.

1 - Stress factor
2 - Joint orientation factor
3 - Gravity Factor

برای تخمین این تنش، می توان از نمودار های تجربی پوتوین استفاده کرد و تنش وارد بر دیواره را برای اشکال مختلف بدست آورد [۳۲].

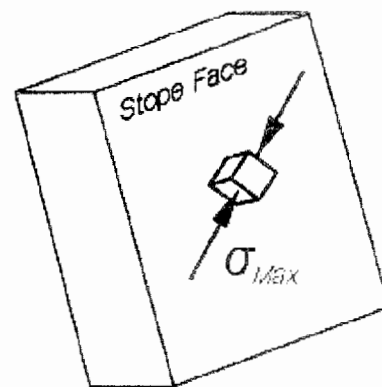
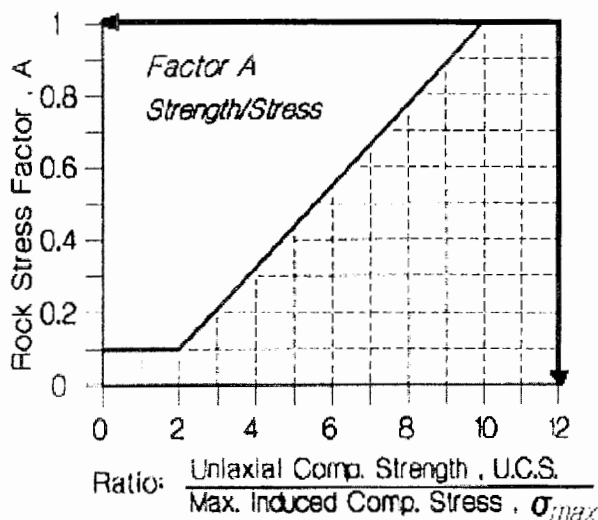
پس از تعیین تنش وارده بر دیواره مورد نظر، ضریب تنش سنگ به کمک رابطه $K = \frac{\sigma_c}{\sigma_1}$ که نسبت

مقاومت سنگ بکر به تنش فشاری القایی در دیواره فضای زیر زمینی است، بدست می آید:

$$A = \begin{cases} 0.1 & \frac{\sigma_c}{\sigma_1} \pi 2 \\ 0.1125 \frac{\sigma_c}{\sigma_1} - 0.125 & 2 \pi \frac{\sigma_c}{\sigma_1} \pi 10 \\ 1 & \frac{\sigma_c}{\sigma_1} \phi 10 \end{cases}$$

همانگونه که ملاحظه می شود مقدار این ضریب بین ۰/۱ تا ۱ تغییر می کند. در شکل ۵-۱۰ ضریب

تنش سنگ بر حسب مقادیر مختلف $\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$ نشان داده شده است.

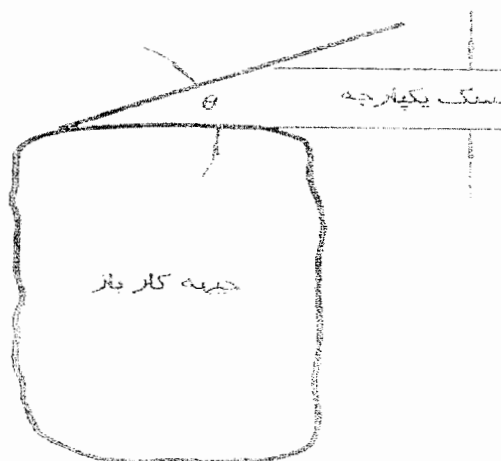


Obtain σ_{max} from 2D or (preferably) 3D numerical stress modelling.

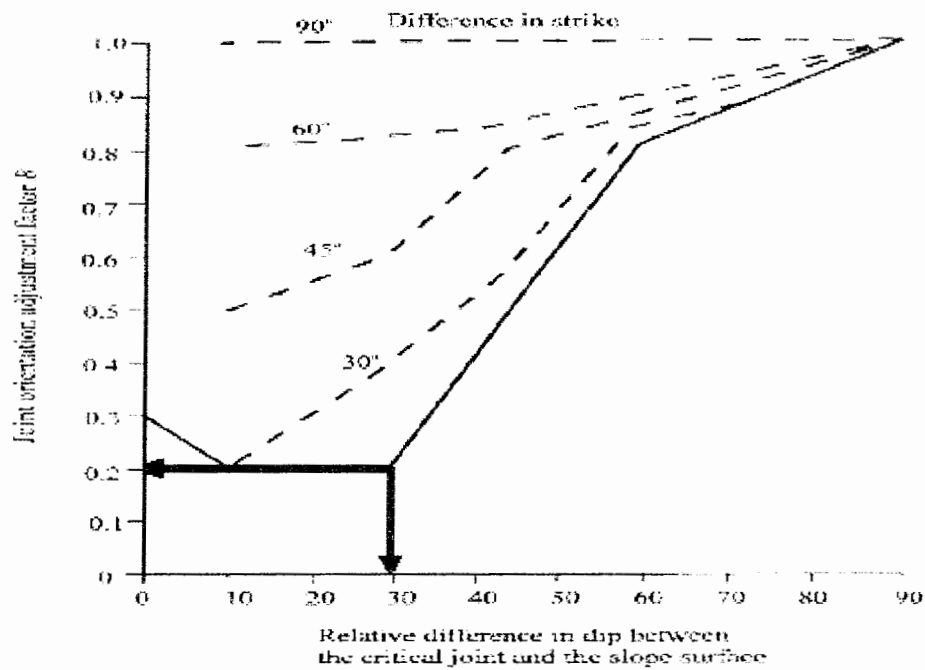
شکل ۵-۱۰- منحنی تعیین ضریب A بر حسب مقادیر مختلف $\frac{\sigma_c}{\sigma_1}$ [۳۲]

۳- تعیین ضریب ناپیوستگی های بحرانی دیواره مورد نظر (B)

این ضریب نقش درزه ها را در پایداری جبهه کار بیان می کند. بیشتر ریزش ها و شکستگیهای ناشی از ساختار سنگ در طول درزه های بحرانی که با سطح آزاد زاویه کوچکی می سازد، رخ می دهد. هر چه زاویه بین ناپیوستگی ها و سطح آزاد کمتر باشد، سنگ بکر بین آنها بر اثر آتشکاری، تنش ها و با یک دسته درزه دیگر راحت تر خواهد شکست (شکل ۵-۱۱). وقتی که زاویه θ به سمت صفر نزدیک می شود، به دلیل آنکه بلوک های سنگ درزه دار به صورت تیر عمل می کنند، افزایش مقاومت خیلی کم می دهد. بیشترین تأثیر درزه بحرانی بر پایداری فضای حفر شده هنگامی است که امتداد آن به موازات سطح آزاد باشد و کمترین تأثیر زمانی است که سطوح با یکدیگر زاویه قائمه بسازند. ضریب B به اختلاف بین راستای درزه بحرانی و هر کدام از سطوح جبهه کار بستگی دارد. در اثنای ثبت ناپیوستگی های منطقه برای هر دیواره یک درزه بحرانی تعیین می شود و به کمک شکل ۵-۱۲ می توان مقدار ضریب B را تعیین کرد. در عمل همواره ضریب B برای تمام درزه ها تعیین و کمترین عدد مورد استفاده قرار می گیرد. مقدار این ضریب بین ۰/۲ تا ۱ تغییر می کند [۳۲].



شکل ۵-۱۱ - جهت بحرانی درزه با توجه به سطح گشودگی [۳۲]



شکل ۵-۱۲ - منحنی تعیین ضریب B [۳۲]

۴- تعیین ضریب مربوط به جهت دیواره مورد نظر (C)

به تجربه ثابت شده است که سقف کارگاه همواره ناپایدارتر از دیواره کارگاه است. علت این امر اثر نیروی ثقل است. بدین جهت به کمک ضریب C اثر جهت دیواره کارگاه منظور خواهد شد. در این روش سه کلاس مجزا برای ناپایداری سنگ تعریف می شود:

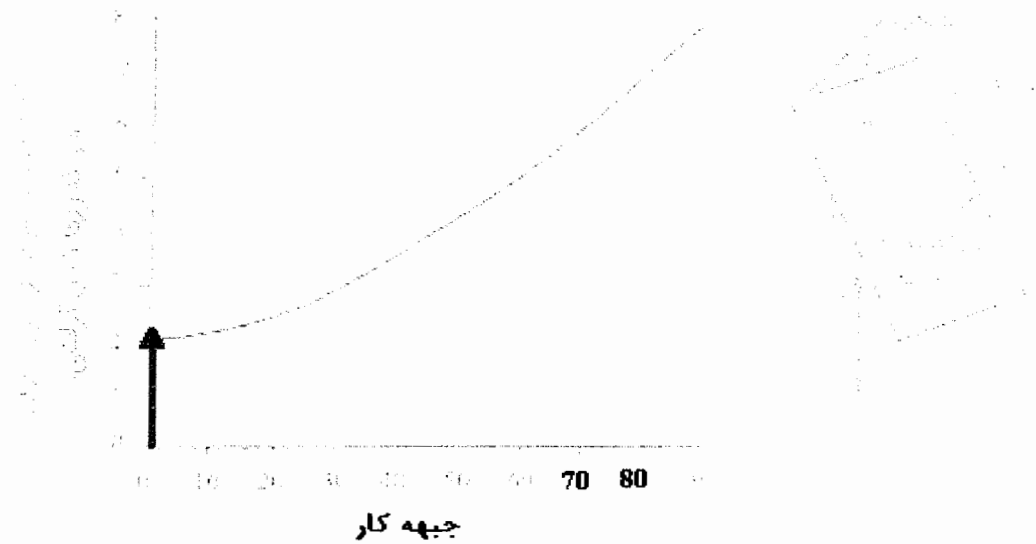
- ریزش در سقف به علت نیروی ثقل

- ریزش در دیواره ها به علت لغزش بلوک یا ورقه ورقه شدن

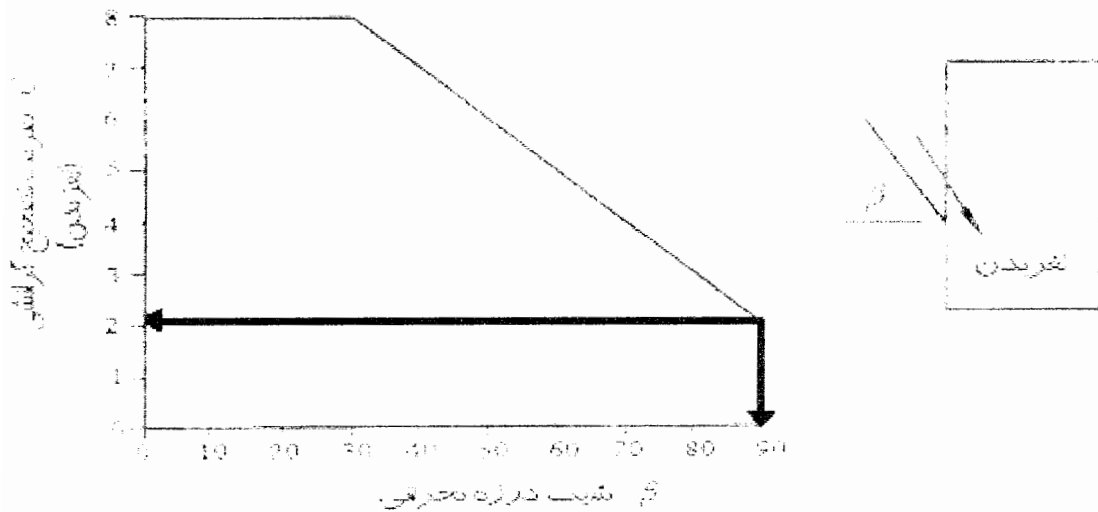
- ریزش از دیواره ها به صورت لغزیدن

پوتوین در سال ۱۹۸۸ پیشنهاد کرد که ریزش ناشی از نیروی ثقل و ورقه ورقه شدن به زاویه شیب سطح دیواره جبهه کار یا زاویه تمایل سطح جبهه کار یا کارگاه بستگی دارد. این ضریب را می توان با استفاده از نمودارهای شکل ۵-۱۳ و ۵-۱۴ یا از رابطه زیر بدست آورد [۳۲].

$$C = 8 - 6 \cos \alpha \quad (۹-۵)$$



شکل ۵-۱۳- منحنی تعیین ضریب C برای ریزش و ورقه ورقه شدن [۳۲]



شکل ۵-۱۴- منحنی تعیین ضریب C برای حالات مختلف شکست لغزشی [۳۲]

بیشترین این ضریب ۸ و مربوط به دیواره های قائم و کمترین آن ۲ مربوط به سطوح افقی جبهه کار می باشد. ریزش و شکستگی های لغزشی به زاویه شیب درزه بحرانی β و ضریب تعدیل C بستگی دارد [۳۲]. پس از تعیین پارامتر های A, Q, B و C می توان مقدار N^1 را محاسبه کرد.

۵-۳-۲- تخمین پایداری جبهه کار با استفاده از نمودار پایداری

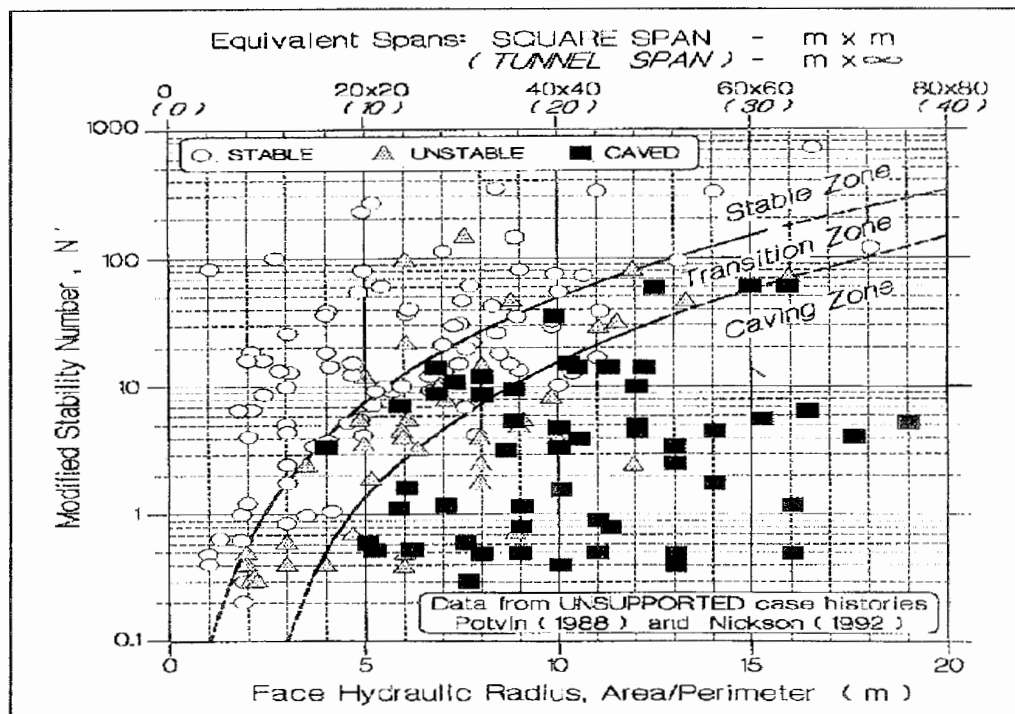
در سال ۱۹۸۸، پوتوین ۱۷۶ مطالعه موردی از کارگاه های باز بدون نگهداری را جمع آوری کرد و سپس ۱۳ مطالعه موردی دیگر توسط نیکسون جمع آوری شد [۳۲]. نمودار پایداری بر اساس این ۱۸۹ مطالعه موردی مطابق شکل ۵-۱۵ رسم شده است. در این مطالعات موردی سیستم نگهداری نصب نشده بود و همانگونه که ملاحظه می شود، این منحنی شامل سه بخش است:

- بخش فوقانی، محدوده کارگاه های پایدار^۱

- بخش تحتانی، محدوده کارگاه های ناپایدار^۲

- بخش انتقالی^۳، بینابین دو حالت فوق الذکر

با توجه به مقادیر N^1 و شعاع هیدرولیکی کارگاه و نمودار پایداری می توان در مورد پایدار بودن و یا ناپایدار بودن کارگاه اظهار نظر کرد.



شکل ۵-۱۵- نمودار پایداری - بدون نگهداری [۳۲]

- 1 - Stable Slope
- 2 - Unstable Slope
- 3 - Transition Zone

۵-۳-۳-۵- تحلیل پایداری کارگاههای استخراج معدن قلعه زری با روش نمودار پایداری براساس مطالب و نمودارهایی که در بخش قبلی ارائه شد، می توان پایداری کارگاههای استخراج در معدن قلعه زری را تحلیل و بررسی نمود. برخی پارامترها به علت آماده سازی های انجام شده قبلی، دیکته شده و مفروض است. از جمله فاصله بین طبقات که ۳۵ متر در نظر گرفته شده است. ضخامت لایه های استخراجی در اعماق کاری حاضر بسیار کمتر از سابق می باشد و حتی در مواردی به زیر یک متر می رسد. از این میان تنها پارامتری که راجع به آن بیشتر می توان بحث کرد، پارامتر طول کارگاه می باشد.

ذیلاً به بررسی پایداری کارگاههای استخراج با روش نمودار پایداری پرداخته شده است. در استفاده از نمودارهای ارائه شده حداکثر دقت و احتیاط صورت گرفته و در مواردی به حداقل تأثیر پارامترها اکتفا شده و بدترین شرایط به لحاظ پایداری در نظر گرفته شده است تا نتایج نهایی تا حد امکان اطمینان بخش باشند.

$H = 240$	m	عمق حفاری
$\Gamma = 2.5$	ton/m ³	وزن مخصوص سنگ
$P = 0.061224$	mpa	تنش قائم درجا
$\delta_A / P = 3.42$		فاکتور تمرکز تنش روی دیواره کناری
$\delta_B / P = 15.27$		فاکتور تمرکز تنش روی دیواره بالا
$\delta_B = 15.27 * 0.061224 = 0.934$		تنش فشاری محیطی ماکزیمم
$\delta = 13 - 180$	Mpa	مقاومت فشاری تک محوره
$\delta / \delta_B = 13 / 0.934 = 13.9$		نسبت مقاومت فشاری تک محوره به حداکثر مقاومت فشاری محیطی
$A = 1$		ضریب تنش سنگ
$B = 0.2$		ضریب ناپیوستگی های بحرانی
$C = 2$		ضریب جهت دیواره
$Q = 110$		شاخص کیفی تونلرزی اصلاح شده

$$N = 2 * 0.2 * 0.1 * 110 = 44$$

عدد پایداری اصلاح شده

$$W = 1 - 4 \text{ m}$$

عرض کارگاه

$$L = 30 - 60 \text{ m}$$

طول کارگاه

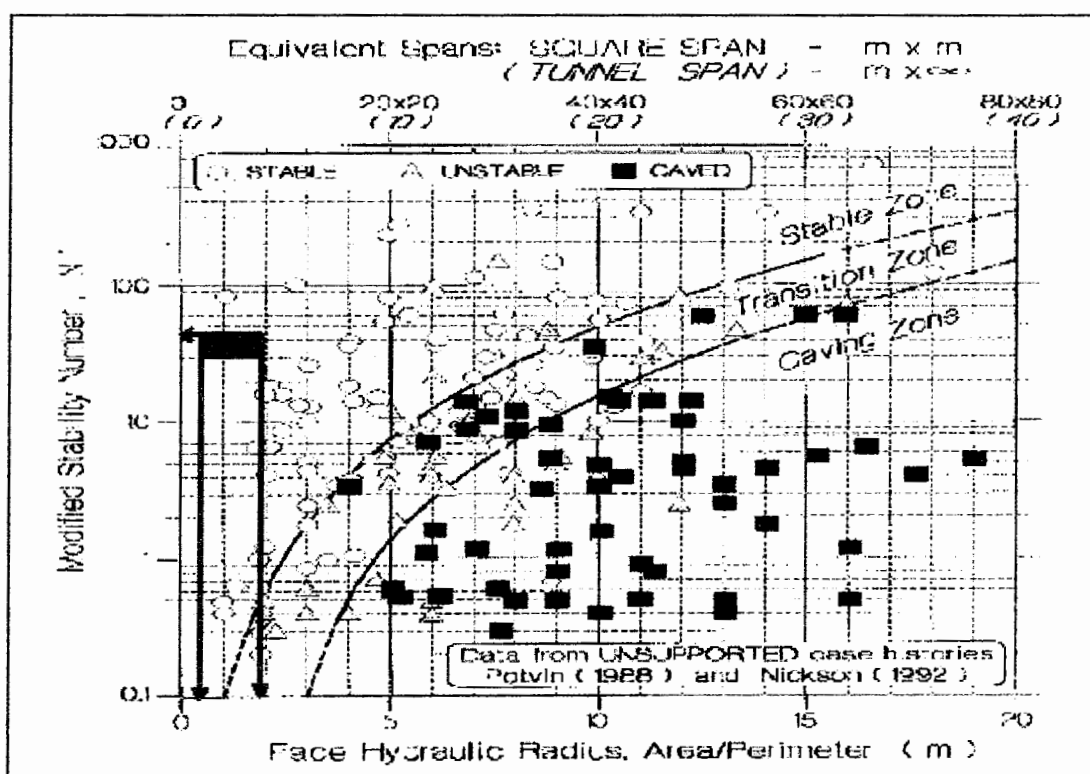
$$h = 28 \text{ m}$$

ارتفاع کارگاه

$$HR = 0.5 - 1.9$$

شعاع هیدرولیکی

با مراجعه به نمودار شکل ۵-۱۶ ملاحظه می شود که کارگاه های استخراج با ابعاد فوق الذکر در ناحیه زون پایدار قرار دارند.



شکل ۵-۱۶- تحلیل پایداری کارگاههای استخراج معدن قلعه زری با روش نمودار پایداری

نتایج حاکی از آن است که در اکثر موارد در کارگاههای استخراج نیاز به نگهداری وجود ندارد و با ابعادی که کانسار به ما دیکته می کند به لحاظ پایداری هیچ محدودیتی وجود ندارد. تنها مسائل فنی و اقتصادی هستند که بایستی به آنها توجه داشت.

۵-۶- حفاری های آماده سازی

۵-۶-۱- دستیابی به ماده معدنی

اولین مرحله گشایش معدن، حفر راههای دسترسی و تونلهایی است که دستیابی به کانسنگ را میسر می سازد. معدن قلعه زری، معدنی کوچک با سرمایه گذاری پایین، نیروی انسانی مورد نیاز بالا و پشتیبانی فنی و مالی محدود است. آماده سازی ها و حفاریهای انجام شده در این معدن از طراحی ضعیفی برخوردار بوده اند و مشخصات کانسار با اطلاعات اکتشافی کمی تعیین شده زیرا معدن قادر به تحمل مخارج اکتشاف مفصل و برنامه آماده سازی کامل قبل از شروع استخراج و تأخیر زیاد نمی باشد. در این معدن اغلب اکتشاف زیرزمینی، آماده سازی و استخراج با هم ادغام می شوند و مدت زمان بین شروع بلوک بندی و زیر برش تا شروع استخراج طولانی نمی باشد.

روش دسترسی در معدن قلعه زری ۷ حلقه چاه قائم و ۱ چاه مورب با شیب ۲۵-۲۳ درجه می باشد که در جدول ۵-۳ مشخصات هر کدام آمده است [۱].

جدول ۵-۳- مشخصات چاههای دسترسی به کانسار مس قلعه زری [۱]

چاه	عمق (m)	موقعیت	ملاحظات
۱	۱۷۶	بین رگه ۱ و ۲	در حال حاضر بدلیل ریزش متروک و غیر قابل استفاده است.
۲	۲۵۰	کمر بالای رگه ۲	در حال حاضر بدلیل عمق زیاد این چاه عملاً استخراج از آن صورت نمی گیرد.
۳	۵۷۴	کانسار شماره ۱	موسوم به چاه اصلی است که برای حمل و نقل مواد معدنی، تجهیزات لازم در افق های مختلف و تردد کارگران با شیب ۲۵-۲۳ درجه حفر شده است.
۴	۱۰۵	کانسار شماره ۲	رگه ها در محل این چاه با اندکی تغییر دارای امتداد شرقی- غربی می باشند.
۵	۳۵	در طبقه ۲۰۵- چاه ۲	یک چاه کور است که با توجه به رضایت بخش بودن نتیجه اکتشافات، ارتباط طبقه ۲۴۰- را با چاه شماره ۲ برقرار کرده است.
۶	۸۵	کانسار شماره ۱ شمال غرب	سطح توپوگرافی این چاه نسبت به چاه شماره ۳ بالاتر بوده و به همین دلیل در اعماق ۴۸- و ۸۲- منشعب شده است.
۷	در عمق ۶۰- اکسیده بوده و خوراک مناسبی برای کارخانه نمی باشد.		
۸	در حال اکتشاف		

۵-۶-۲- موقعیت افقهای استخراج

به علت محدودیت های تجهیزات و تکنیک به کار رفته در این معدن فاصله بین طبقات کمتر از مقدار لازم است. احداث دویلهای طولانی بین طبقات و استخراج بلوکهای بزرگ با استفاده از روشهای استخراج دستی میسر نیست. بدین جهت حجم تونلها و دویلهای آماده سازی برای واحد حجم کانسنگ افزایش یافته است. از این رو میزان فعالیتهای حفاری و نیاز به کاهش هزینه ها سبب تنزل استانداردهای طراحی و برنامه ریزی شده و عملیات استخراج دراز مدت را محدود ساخته است. در استخراج این کانسار سعی شده تا تونلهای آماده سازی به نحوی طراحی و حفر شوند که اطلاعات لازم از کانسنگ به دست آید، خطر گم کردن کانسار کاهش یابد و زمان بین آماده سازی و شروع استخراج کوتاه شود. این نیازها همراه با امکانات مالی محدود غالباً باعث شده که استخراج و حمل کانسنگ و باطله به صورت دستی انجام گیرد و راهروها در ابعاد کوچک و به صورت مارپیچ در دنبال کانسنگ حفر شوند [۳۶ و ۱].

۵-۶-۳- تونلهای عمود بر رگه و دنبال رگه

پس از رسیدن چاه به عمق مورد نظر نوبت به حفر تونلهای عمود بر رگه می رسد. ابعاد پیشنهادی این تونلها با توجه به تولید معدن در شرایط حاضر حدود 2×2 m می باشد که احداث آنها تا رسیدن به رگه معدنی ادامه می یابد.

پس از احداث تونلهای عمود بر رگه کار حفر تونلهای دنبال رگه آغاز می شود. ابعاد پیشنهادی برای این مورد نیز برحسب شرایط حدوداً 2×2 m می باشد. طول تونلهای دنبال رگه این کانسار متناسب با نوع رگه ها و قابل استخراج بودن آنها متغیر می باشد. کلیه تونلهای مذکور ریل کشی شده و به منظور حمل و نقل و ... مورد استفاده قرار می گیرند. در جدول ۴-۵ طول تقریبی تونل های اصلی در طبقات مختلف (به تفکیک رگه ها) همراه با میانگین تقریبی عیار مس جهت مقایسه آورده شده است [۱].

جدول ۴-۵ - طول تونلهای اصلی دنبال رگه در طبقات مختلف [۱]

طبقه	طول تونلهای اصلی دنبال رگه (m)			میانگین عیار مس (%)		
	رگه ۱	رگه ۲	رگه ۳	رگه ۱	رگه ۲	رگه ۳
۷۰-متری	۵۵	۱۷۴۰	۳۳۰	-	-	-
۱۰۰-متری	۷۵۰	۱۵۴۰	۵۱۰	۴	۴-۴/۵	۳
۱۳۵-متری	۶۰۰	۱۴۰۰	۱۷۰	۱/۵	۲	۱/۵
۱۷۰-متری	۵۷۵	۱۴۰۰	۱۷۰	۱/۵	۲	۱/۵
۲۰۵-متری	۳۵۰	۱۲۰۰	۱۲۵	۱	۱/۵-۲	۱
۲۴۰-متری	در حال اکتشاف					

۴-۶-۵- رکوبها

رکوبها تونلهایی با ابعاد تقریبی $1/2 * 1/2$ m هستند که به صورت عمود بر رگه و در طرفین تونل اکتشافی و اصولاً عمود بر کمر بالا بایستی حفر شوند. در فاز اکتشاف و ارزیابی کانسار و قبل از بلوک بندی، احداث رکوبها و چالهای حفاری راه مناسبی جهت ردیابی و تعیین عرض رگه خواهد بود.

۷-۵- طراحی کارگاه های استخراج

۷-۵-۱- تعیین ابعاد کارگاههای استخراج

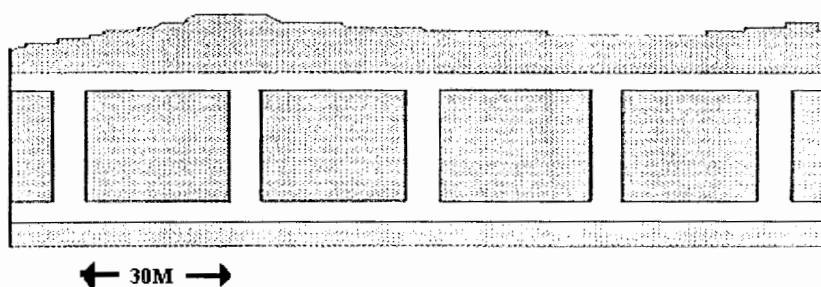
مهمترین پارامتر طراحی در روش انباره ای ابعاد کارگاه می باشد که تا حد زیادی توسط شکل و ابعاد کانسار دیکته می شود. در کانسار مس قلعه زری به جهت ضخامت نسبتاً کم رگه ها، کارگاهها به صورت طولی ایجاد می شوند. در تعیین ابعاد کارگاهها در این کانسار بایستی توجه داشت که دو بعد ارتفاع و عرض کارگاه مشخص و معلوم است. ارتفاع کارگاه در مرحله آماده سازی افقهای استخراج تعیین شده و در اکثر موارد غیر قابل تغییر است. عرض کارگاه نیز تابع ضخامت رگه می باشد و از طرف کانسار دیکته شده می باشد. بنابراین تنها بعدی که راجع به آن می توان تصمیم گرفت طول کارگاه می باشد.

در مرحله بعد شاید سوال اصلی این باشد که طول بهینه کارگاه استخراج چقدر در نظر گرفته شود. در روش انباره ای همواره ۶۰ تا ۷۰ درصد ماده معدنی خرد شده باید در خلال استخراج در کارگاه

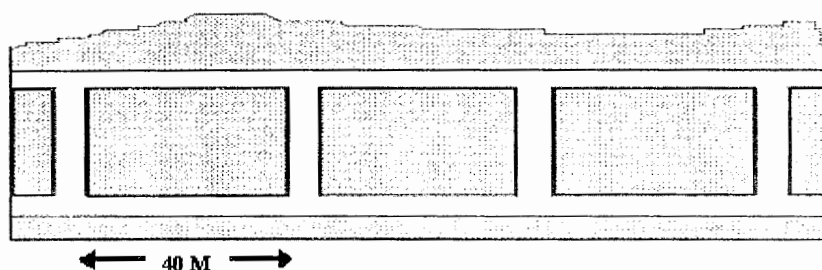
باقی بماند. این امر باعث راکد ماندن بخش عمده ای از سرمایه می شود. در حقیقت این هزینه ای است که باید در ازای کاربرد روش انباره ای پرداخت گردد.

جهت بررسی این سوال که به ازای چه طولی از کارگاه حداکثر سود عاید خواهد شد، بلوک بندی کانسار در سه حالت در شکل ۱۷-۵ مورد بررسی قرار می گیرد:

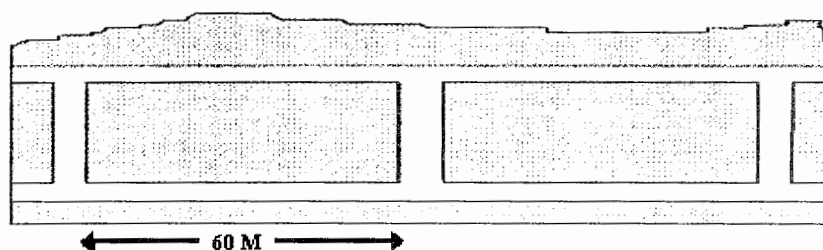
- حالت A:



- حالت B:



- حالت C:



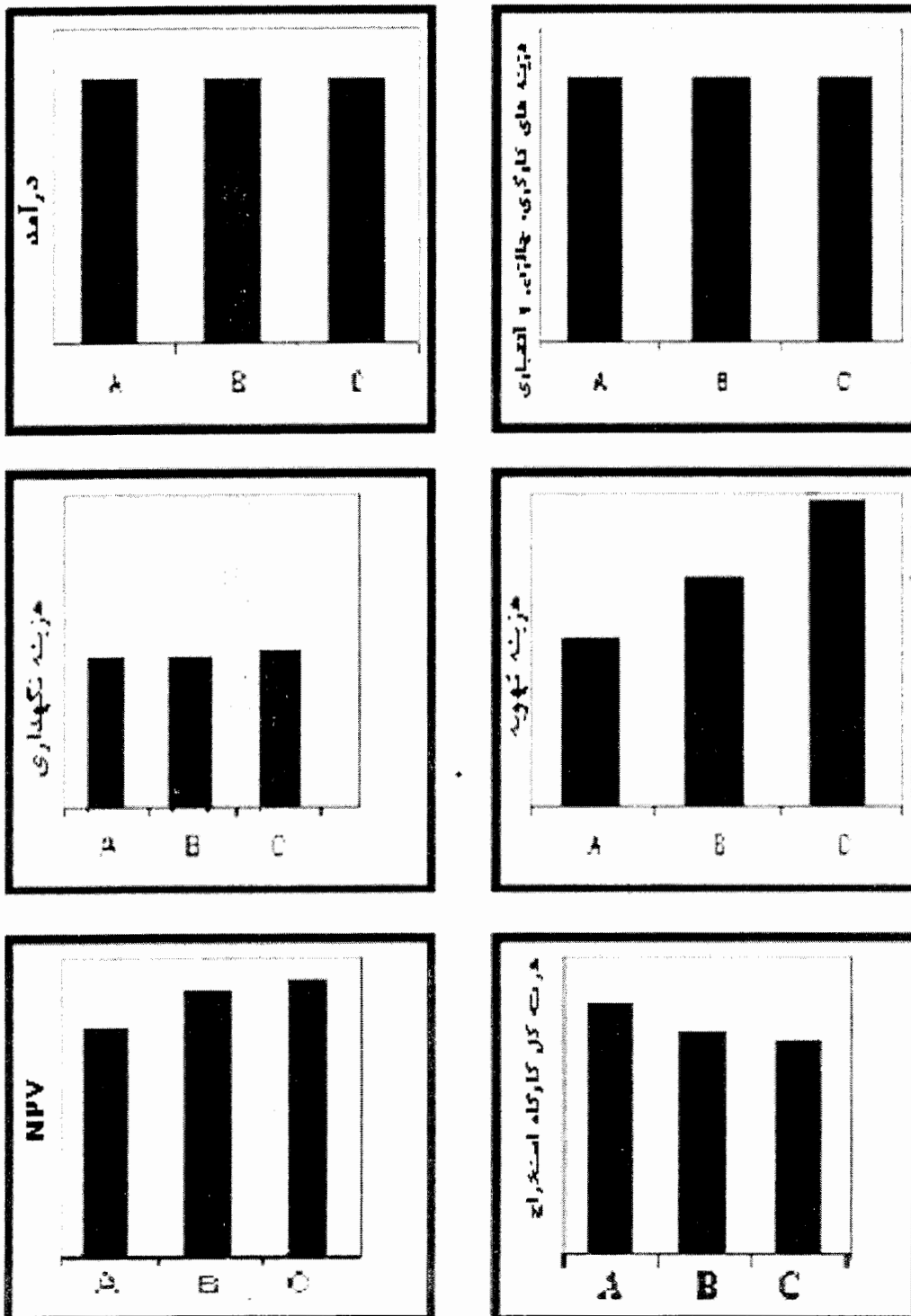
شکل ۱۷-۵ - حالات مختلف بلوک بندی افق استخراج

در مثال فوق در حالت A چهار کارگاه با طول ۳۰ متر، در حالت B سه کارگاه با طول ۴۰ متر و در حالت C دو کارگاه با طول ۶۰ متر در نظر گرفته شده است.

با در نظر گرفتن شرایط کاری مساوی از لحاظ تعداد نیروی کارگری و هزینه آن، تعداد شیفت در روز، تعداد روزهای کاری در سال، نرخ بهره، ارزش یک تن کانسار، اختلاط، بازیابی، عیار ماده معدنی، مقاومت سنگ درونگیر و کانسار، ضخامت کانسار و عمق در حالات A، B و C مثال فوق می توان نمودارهای شماتیک شکل ۵-۱۸ را برای پارامترهای درآمد، هزینه های کارگری، هزینه تهویه، هزینه نگهداری و NPV رسم نمود.

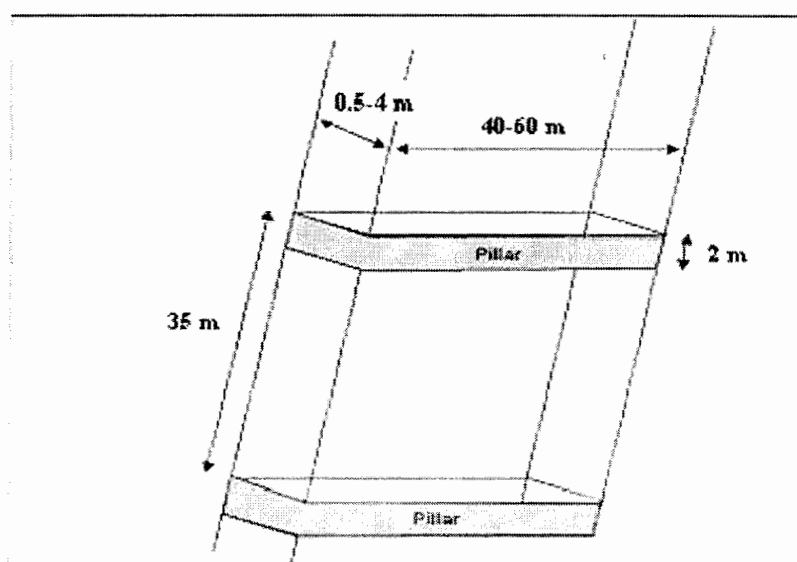
در ملاحظه این نمودارها باید توجه داشت که برخی پارامترها همچون هزینه حفر دویل در نقاط مختلف معدن تقریباً یکسان می باشند و برعکس برخی پارامترها همچون هزینه تهویه و یا احیاناً هزینه نگهداری در افق های کاری مختلف یکسان نیستند. از این رو ارائه یک مقدار به عنوان طول بهینه برای تمامی موارد نادرست است و بر حسب مورد، ملاحظات و محاسبات فوق باید انجام شود. واقعیت این است که پس از حفر تونل اکتشافی دنبال رگه و حفر رکوبها و آگاهی از وضعیت رگه می توان اقدام به بلوک بندی کانسار نمود.

به عنوان نتیجه کلی می توان گفت که طول یک کارگاه استخراج در امتداد کانسار به عوامل اقتصادی و فنی متعددی بستگی دارد. آنچه مسلم است طراحی کارگاه با حداکثر طول ممکن بهترین و اقتصادی ترین راهکار نبوده و در همه موارد عملی نمی باشد. برعکس با بلوک بندی کانسار با حداقل طول گرچه در کوتاهترین زمان به تولید خواهیم رسید، لیکن بایستی در هر افق تعداد پایه های بیشتری جایگذاری شود که این به معنای از دست دادن مقداری از سرمایه قابل استخراج می باشد. هر چند این پایه ها در مراحل بعد قابل بازیابی می باشند، لیکن استخراجشان مستلزم زمان و هزینه بیشتر و تدابیر ویژه ای می باشد که به آینده موکول خواهد شد.



شکل ۵-۱۸- مقایسه هزینه های کارگاه استخراج در حالات A، B و C

در کانسار مس قلعه زری بر طبق بررسی های بعمل آمده و محاسباتی که به لحاظ پایداری در بخش قبل ارائه گردید، طول مناسب برای کارگاههای استخراج بسته به مورد در محدوده ۴۰-۶۰ متر قرار دارد، به طوری که در اکثر موارد استخراج به روش انباره ای در کارگاههایی با طول ۶۰ متر خالی از اشکال خواهد بود (شکل ۵-۱۹). لازم به ذکر است که طول کارگاه استخراج تعریف شده برای روش انباره ای ۳۰-۹۰ متر می باشد.



شکل ۵-۱۹- نمای شماتیک کارگاه و پایه ها

- در بلوک بندی کانسار در افقهای مختلف معدن قلعه زری بایستی به نکات زیر توجه داشت:
- ۱- در مواردی که تولید معدن از خوراک کارخانه عقب نباشد طول کارگاه بایستی حداکثر مقدار ممکن باشد.
 - ۲- در بلوک بندی کانسار سعی شود پایه ها در محل های با عیار پایین تر جانمایی شود.
 - ۳- در مواردی که عیار رگه در افق مورد استخراج بالا باشد تا حد امکان کارگاههای طولانی تر در نظر گرفته شود و پایه های کمتری جایگذاری شود.
 - ۴- بر حسب شرایط در طول رگه باید از بلوک ها یا مناطق با عیار خیلی پایین صرف نظر نمود و به بلوک بندی و استخراج بقیه طول رگه پرداخت.

۵- در صورت عدم پایداری سنگها و ریزشی بودن آنها و برخورد به شکستگیها و نقاط سست متعدد بایستی در بلوک بندی کانسار احتیاط ودقت بیشتری نمود و از احداث کارگاههای طویل حتی المقدور پرهیز کرد.

۶- بر طبق بررسی های انجام گرفته در تونلهای پیشروی این معدن به ازای هر ۸۰ تا ۱۲۰ متر نیاز به حفر یک دوپل تهویه می باشد. با تدابیری خاص و در نظر گرفتن جمیع عوامل می توان از این دوپلهای تهویه برای کارگاههای استخراج هم استفاده کرد و در هزینه حفر دوپل صرفه جویی نمود.

۷- در افقهای استخراج با عیار بالا شاید استفاده از لوله های برزنتی و فنهای مکشی در تونل پیشروی اقتصادی تر از حفر دوپل و جایگذاری پایه باشد.

۸- در مواردی که به تولید سریع نیاز می باشد و کارگاه در افقی با عیار بالا و مقاومت سنگ درونگیر خوب واقع شده باشد، احتمالاً افزایش تعداد کوهبر و فراهم نمودن امکانات بیشتر برای کارگاه از جمله هوای فشرده و... اقتصادی تر از کاهش طول کارگاه خواهد بود.

۹- با افزایش عمق بایستی دقت بیشتری در بلوک بندی و طول بهینه کارگاهها نمود.

۱۰- حتی المقدور دوپلها در نقاط با عیار پایین تر بایستی جایگذاری شوند.

۵-۷-۲- تعیین ابعاد پایه های بالای^۱، پایینی^۲، و کناری^۳ کارگاه استخراج:

در این زمینه فرمولهای طراحی زیادی وجود دارد ولی باید به خاطر سپرد که نسبت ارتفاع به عرض مهمترین عامل است و از طرفی ابعاد پایه ها با افزایش عرض کارگاه تا یک حد مشخص و افزایش عمق، افزایش می یابد.

در روش انباره ای، بازبایی کانسنگ حدوداً ۸۰ درصد می باشد. با توجه به موارد عملی موجود، اختلاف ارتفاع بین هر دو طبقه متوالی در این معدن حدود ۳۵ متر منظور می گردد.

1 -Crown Pillar

2 -Sill Pillar

3 -Rib Pillar

ضریب بازیابی در سیستم انباره ای مطابق رابطه ۵-۱۰ تعریف می گردد [۳۲]:

$$e = \frac{L * H}{(L + R)(H + C)} \quad (10-5)$$

$L = 40$ = دهانه کارگاه

$H = 35$ = ارتفاع کارگاه

R = پایه های کناری

$C = 1$ = پایه های بالایی

$e = 80\%$ = ضریب بازیابی

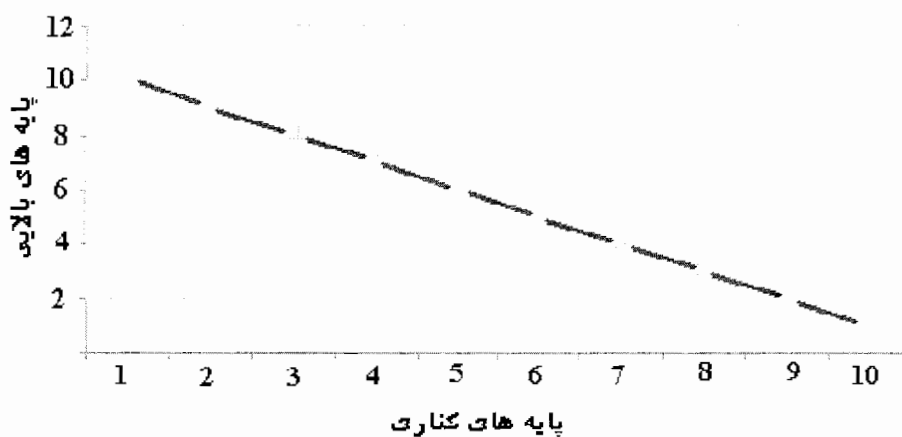
لذا با داشتن مقدار تجربی e و فرض کردن مقادیر مختلف برای R می توان مقادیر C را در رابطه ۵-۱۰ محاسبه کرد. جدول ۵-۵ رابطه R و C را با یکدیگر نشان می دهد.

با توجه به موارد تجربی موجود در معدن، موارد هاشور خورده در جدول ۵-۵ به عنوان پارامترهای طراحی کارگاه های استخراج انباره ای معدن قلعه زری معرفی می گردد.

شکل ۵-۲۰ ارتباط بین R و C را در کارگاه های استخراج معدن قلعه زری نشان می دهد.

جدول ۵-۵- رابطه مقادیر R و C در حالت $L=40m$

مقدار C (m)	مقدار R (m)
۰	۱۰
۰/۷	۹
۱/۴۵	۸
۲/۲۳	۷
۳/۰۴	۶
۳/۸۸	۵
۴/۷۷	۴
۵/۶۹	۳
۶/۶۶	۲
۷/۶۸	۱



شکل ۵-۲۰- ارتباط بین R و C در کارگاه استخراج انباره ای

حال با فرض ضرایب بازیابی مختلف و مقدار ثابت برای R ، مقادیر مختلف C براساس رابطه ۵-۱۰ قابل محاسبه می باشد. جدول ۵-۶ ارتباط بین e و C را با فرض داشتن R نشان می دهد.

جدول ۵-۶- ارتباط بین e و C با فرض R های ثابت

e (%)	C (m)	R (m)
۸۰	۴/۷۷	۴
۸۲	۳/۸۰	۴
۸۴	۲/۸۷	۴
۸۶	۱/۹۹	۴
۸۸	۱/۱۵	۴
۸۰	۵/۶۹	۳
۸۲	۴/۷۰	۳
۸۴	۳/۷۵	۳
۸۶	۲/۸۵	۳
۸۸	۱/۹۹	۳
۸۰	۶/۶	۲
۸۲	۵/۶	۲
۸۴	۴/۶۸	۲
۸۶	۳/۷۵	۲
۸۸	۲/۸۷	۲

۵-۷-۳- دویل های کارگاه استخراج

پس از بررسی کانسار و تعیین بلوکهای استخراجی به منظور تهویه و نگهداری بهتر کارگاهها و پیشروی در فواصل مناسب باید دویلهایی به طبقه بالاتر شود. دویلها در رگه به ابعاد متوسط $۱/۲ \times ۱/۲$ و در امتداد بزرگترین شیب از تونل پایینی به تونل بالایی و یا از بالاترین تونل به سطح زمین حفاری خواهند شد. این ابعاد دویل به جهت تردد افراد و تجهیزات مناسب می باشد. در مرحله اکتشاف فاصله دویلها حدوداً ۸۰ تا ۱۲۰ متر انتخاب می شود که جهت تهویه و نیز ارزیابی ماده معدنی مناسب می باشد و در مراحل بعد با بلوک بندی کانسار فاصله دویلها به ۶۰-۴۰ متر کاهش می یابد.

۵-۷-۴- زیر برش

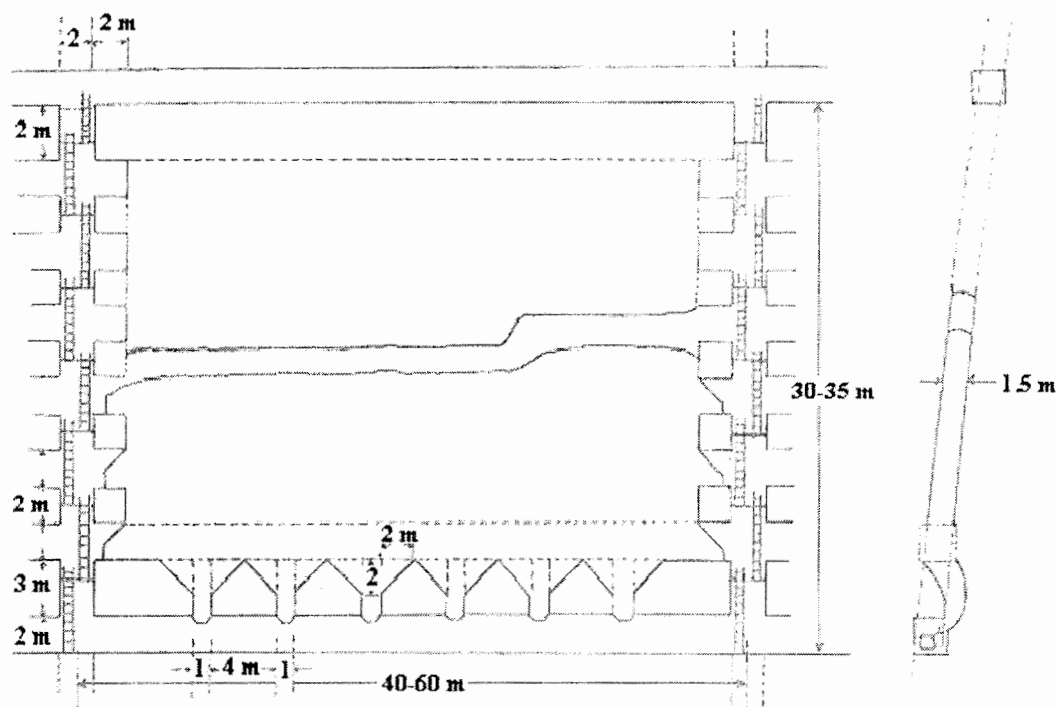
مراحل ابتدایی کار در یک کارگاه به احداث یک شکاف جداکننده و زیربرش کانسنگ در هر قسمت از کارگاه نیاز دارد. ماهیت این کار بر حسب ابعاد و طبیعت توده کانسار متفاوت است ولی خطرات مشترک متعددی دارد.

در مرحله آماده سازی بلوک استخراجی در ارتفاع مشخصی در سراسر دویلها تونلهایی بایستی به داخل لایه حفر شود که ملاک جبهه کار بوده و اصطلاحاً تونلهای برشی نامیده می شوند. این تونلهای عمود بر لایه، جبهه کار افقی را تشکیل خواهند داد. فاصله ۳ متر برای اولین برش تا تونل خاک کشی و فاصله ۲ متر جهت بقیه برشها مناسب می باشد. اولین برش در واقع همان پایه پایینی یا کف کارگاه را تشکیل خواهد داد (شکل ۵-۲۱).

۵-۷-۵- قیف های^۱ خروج ماده معدنی

پس از جداسازی کف بلوک استخراجی بایستی شروع به حفر قیفها نمود. دهانه های خروجی باید با ابعاد مناسب طراحی شوند تا گیر کردن مواد به حداقل برسد و در صورت لزوم باز کردن آن با آتشباری با روش خرج گذاری به کمک میله آسان باشد. به این منظور بسته به اندازه قطعات سنگ شکسته شده ابعاد دهانه بین $۱/۸$ تا $۲/۲$ متر مربع تغییر می کند.

1 - Bells

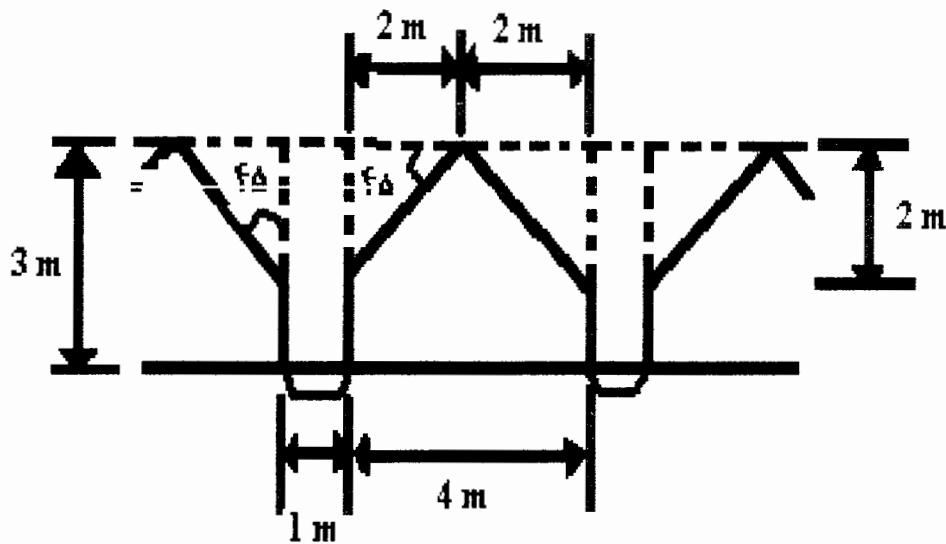


شکل ۵-۲۱- نمای از کارگاه استخراج پیشنهادی

در شرایط کارگاههای موجود معمولاً فاصله ۷-۵ متر برای اولین قیف از دوپل راهرو مناسب می باشد. سطح مقطع هر قیف در هنگام باز نمودن حدود ۱ متر مربع انتخاب می شود و این سطح مقطع تا حدود ۱ متر پیشروی باید محفوظ بماند. پس از ۱ متر پیشروی با زاویه ۴۵ درجه باید شروع به گشاد کردن قیفها نمود. به طوری که در نهایت قطر این قیفها به حدود ۵ متر برسد. در این صورت قیفها همدیگر را در ارتفاع ۳ متری یعنی در اولین برش قطع خواهند کرد.

تعداد قیفها متناسب با طول بلوک استخراجی و عرض رگه می تواند متغیر باشد ولی فاصله بین آنها باید همواره ۵ متر باقی بماند. دلیل انتخاب زاویه شیب ۴۵ درجه برای قیفها، زاویه قرار سنگهای استخراجی می باشد. سنگ در این وضعیت در حال تعادل خواهد بود و در صورت بیشتر بودن زاویه شیب قیفها از زاویه قرار، در هنگام باز نمودن دهانه بونکر سنگها با سرعت زیاد خارج شده و باعث خرابی بونکر می شوند و در صورت کمتر بودن زاویه شیب از زاویه قرار سنگهای استخراجی به راحتی از بونکر خارج نمی گردند.

l - Angle of Repose



شکل ۵-۲۲- طراحی قیف های خروج ماده معدنی

بر حسب شرایط و در صورت ضخامت بالای رگه می توان در هر دو طرف تونل استخراجی قیفها را احداث نمود که این امر می تواند موجب تسهیل و تسریع در امر تخلیه خاک از کارگاههای استخراج مربوطه گردد.

۵-۷-۶- دویلهای برگردان

همزمان با بالا رفتن کارگاه استخراجی و مسدود شدن مسیر ارتباطی دویل راهرو به داخل کارگاه در هر مرحله بایستی یک دویل برگردان به فاصله برشهای از قبل تعیین شده (حدود ۲ متر) از سقف کارگاه استخراجی به داخل دویل راهرو حفر گردد تا تردد و تهویه به خوبی صورت گیرد. بر طبق محاسبات بخش قبل ضخامت دیواره بین کارگاه استخراج و دویلهای راهروی دو طرف بلوک حدوداً ۲ تا ۳ متر می باشد. عملیات فوق به طور پیوسته و تا رسیدن به حریم طبقه بالا باید ادامه یابد. حریم بسته به مقاومت سنگهای سقف و بر طبق محاسباتی که قبلاً انجام شد، بین ۳ تا ۵ متر متغیر می باشد.

۵-۷-۷- بونکر بندی

پس از آماده سازی قیفها لازم است تا در دهانه خروجی هر قیف به داخل تونل اصلی، یک بونکر با ابعاد ۷۰*۵۰ cm جهت تخلیه سنگ استخراجی نصب گردد. این دریچه ها دستی اند و با بستن بونکرها کار آماده سازی بلوک به اتمام می رسد.

۵-۷-۸- لق گیری^۱ در کارگاههای استخراج

کارگران کوهبر قبل از شروع کوهبری قسمت هایی را که در اثر انفجار حالت شکسته و ناپایدار پیدا نموده، فرو می ریزند. چالهای منفجر نشده نیز بایستی بررسی شود و در صورت وجود ته چال توسط وسیله ای به نام فراشه خارج گردند. یکی از دلایل توجه به لق گیری در معادن را می توان به این دلیل دانست که تجارب معدنکاری به روش انباره ای نشان داده، که اکثر خطراتی که در این روش به وجود آمده در اثر کافی نبودن لق گیری بوده است. به این دلیل برای افزایش ایمنی در کارگاه پیشرفتهای زیادی صورت گرفته که عبارتند از:

۱- تهیه و ساخت دستگاههای قابل حمل برای لق گیری

۲- طراحی و ساخت تجهیزاتی که وجود سنگهای لق را اخطار می دهند.

به عنوان پیشنهاد لازم است بعد از ایجاد کارگاهها امکان نسبی ایجاد واحدهای مکانیزه با تکنولوژی جدید جهت لق گیری و یا اخطار آن بررسی گردد.

۵-۷-۹- سیستم تخلیه

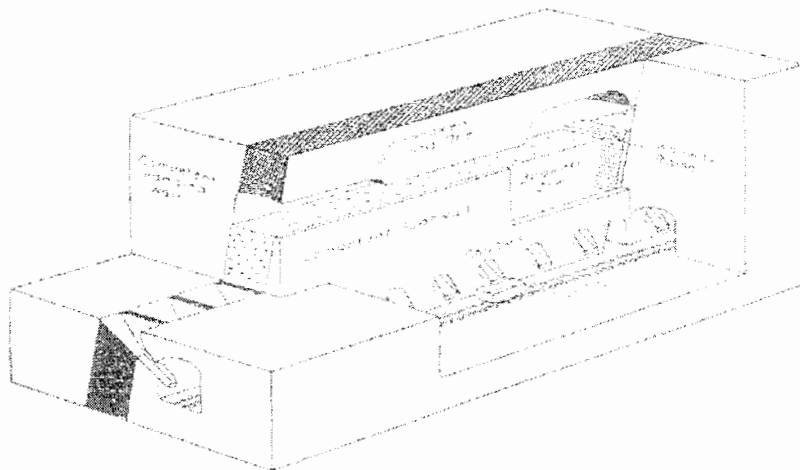
بطور کلی در روش انباره ای سه نوع سیستم تخلیه مورد استفاده قرار می گیرد که عبارتند از [۲۵]:

۱- استفاده از شوتها و تخلیه تحت نیروی ثقل

۲- استفاده از اسکرپور و تونل های خاک کشی

۳- استفاده از قیف های تخلیه و لودرهای معدنی

با توجه به مشخصات کانسار سیستم تخلیه نوع اول جهت بارگیری از کارگاه استخراج مناسب می باشد. در این سیستم قیفها و دویلهای پنجه ای به شوتهایی ختم می شوند که وسایل بارگیری مستقیماً از آنها بارگیری می شوند (شکل ۵-۲۳).



شکل ۵-۲۳- استخراج انباره ای با استفاده از شوتها و تخلیه تحت نیروی ثقل [۲۵]

۵-۸- خلاصه مراحل آماده سازی تا تخلیه کامل یک بلوک استخراجی

بطور خلاصه عملیات آماده سازی و استخراج در این معدن در طی مراحل زیر انجام می شود:

۱- حفر تونلهای اصلی به ابعاد $2/4 * 2/2$ متر و به اختلاف ارتفاع ۳۵ متر در داخل رگه

۲- حفر دویلهای به ابعاد $1/2 * 1/2$ متر و در امتداد بزرگترین شیب در داخل رگه

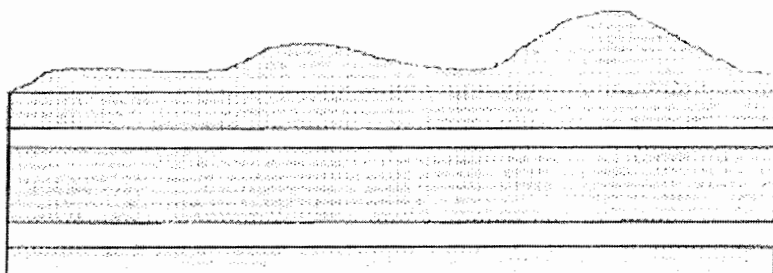
۳- ساخت قیفهای خروج سنگ معدنی و زیربری

۴- چالزنی و آتشیاری در کارگاه

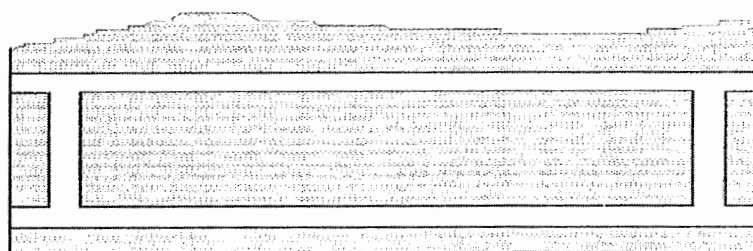
۵- تخلیه و تعطیلی کارگاه

شمای این عملیات در شکل ۵-۲۴ آمده است.

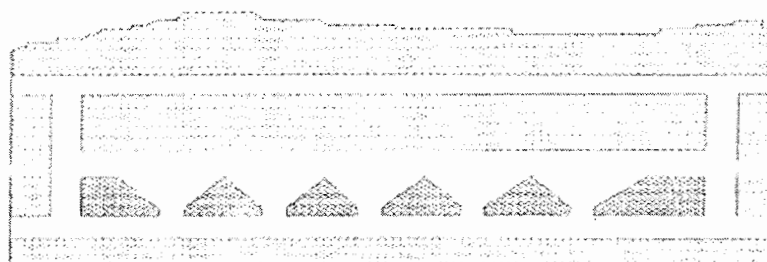
- مرحله ۱



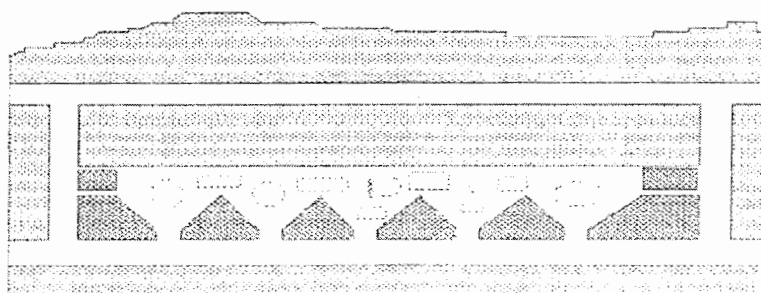
- مرحله ۲



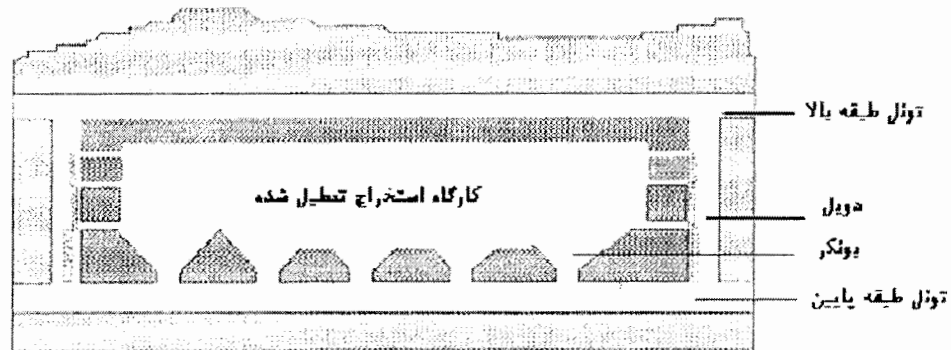
- مرحله ۳



- مرحله ۴



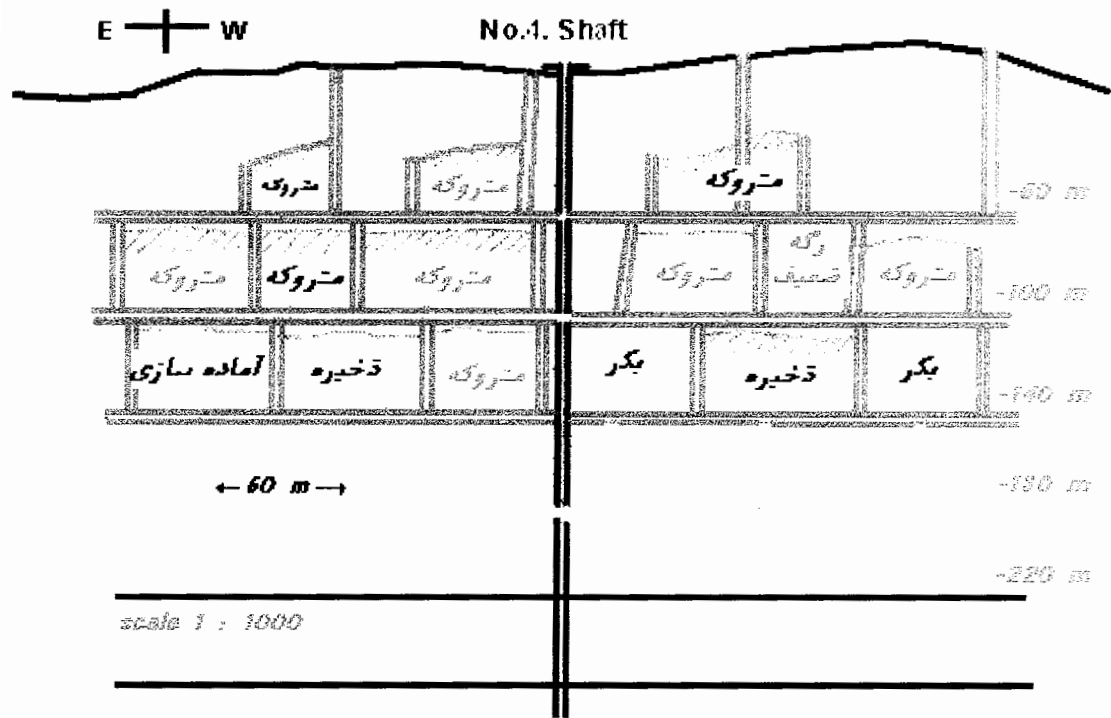
- مرحله ۵



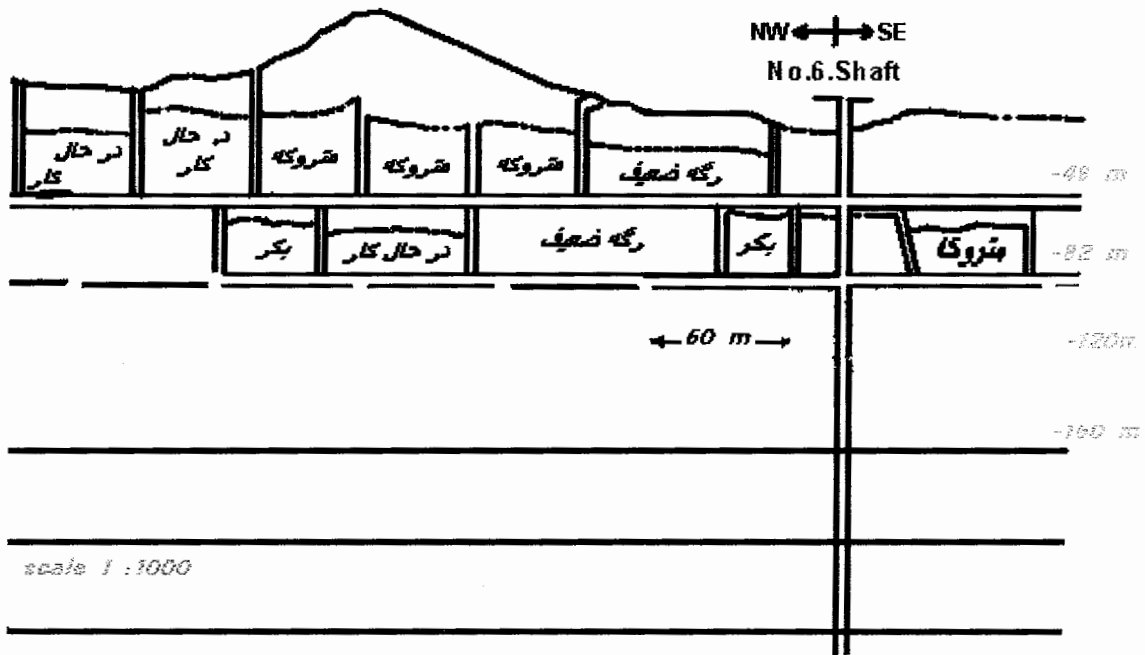
شکل ۵-۲۴- مراحل مختلف آماده سازی بلوک استخراج

۵-۹- جانمایی کارگاهها

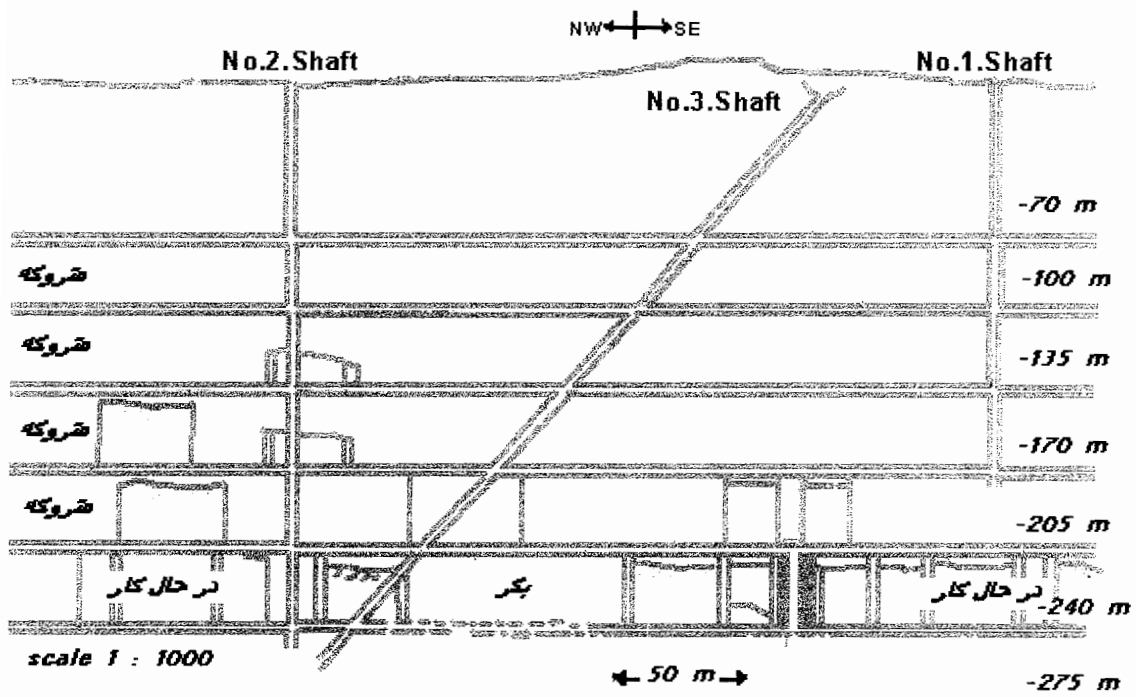
بر طبق بررسی های انجام شده اکثر کارگاههای استخراج در حال کار و تعطیل شده معدن طولی بین ۴۰-۴۵ متر دارند (پیوست ه) و بعلت مسائل فنی از جمله تهویه و نیز رسیدن به تولید در کوتاهترین زمان عملاً طول کارگاه را بیشتر از این مقدار در نظر نمی گیرند. بدیهی است که طول زیاد کارگاه گرچه شاید به لحاظ اقتصادی توجیه پذیر باشد، لیکن به لحاظ مسائل فنی و استخراجی مشکلات خاص خودش را خواهد داشت. در اینجا با توجه به نکات مطرح شده در بحث طراحی کارگاههای استخراج و وجود برخی محدودیت ها و پارامترهای غیر قابل تغییر آماده سازی های پیشین، به جانمایی کارگاهها در آخرین افق سه چاه ۴، ۵ و ۶ پرداخته شده است. در این مبحث از جانمایی های پیشین کارگاههای استخراج تعطیل شده در افق های مختلف استفاده شده است (پیوست ه).



شکل ۵-۲۵- جانمایی کارگاهها در افق ۱۸۰- چاه شماره ۴، رگه شماره ۲



شکل ۵-۲۶- جانمایی کارگاهها در افق ۱۲۰- چاه شماره ۶، رگه شماره ۲



شکل ۵-۲۷- جانمایی کارگاهها در افق ۲۷۵- چاه شماره ۵، رگه شماره ۲

فصل ششم:

محاسبه هزینه های عملیاتی و درآمد
هر تن کانسار استخراج شده از کارگاه
به روش استخراج انباره ای

۶-۱- مقدمه

هدف از این قسمت محاسبه هزینه های عملیاتی و درآمد ماده معدنی استخراج شده از کارگاه در یک سال و به عبارتی دیگر ارزش یک تن ماده معدنی استخراج شده از کارگاه می باشد. در اینجا از احتساب هزینه های سرمایه ای از قبیل هزینه اکتشاف، کارخانه فرآوری، خدمات اداری-رفاهی، احداث جاده های ارتباطی و ... صرفنظر شده است.

پس از محاسبه هزینه های استخراج و درآمد ماده معدنی استخراج شده می توان اختلاف آن دو را برای سالهای مختلف محاسبه و بر اساس آن وضعیت اقتصادی روش را مشخص نمود.

۶-۲- محاسبه هزینه های عملیاتی به روش استخراج انباره ای

درصد هزینه عملیات گوناگون در معادن مختلف با یکدیگر تفاوت دارد و حتی در معادنی که با یک روش استخراج می شوند به علت تفاوت شرایط کانسار، شرایط جغرافیایی و موقعیت اجتماعی درصد هزینه ها با یکدیگر متفاوت است. نتایج نشان می دهد که هزینه های مربوط به کارگاه استخراج بالاترین درصد هزینه را در بین تمام هزینه ها به خود اختصاص می دهند [۴۰].

در تعیین هزینه استخراج از احتساب هزینه هایی همچون تأسیسات خارج از معدن، حفر چاهها، تونلهای باربری و بسیاری از آماده سازیها و کارهای معدنی دیگر صرفنظر شده و تنها هزینه های مستقیم مربوط به کارگاه استخراج مورد بررسی قرار می گیرند.

از بین هزینه های مختلف استخراج ماده معدنی در کارگاه استخراج مهمترین هزینه ها عبارتند از هزینه های کارگری، چالزنی، آتشیاری، حمل و نقل و نگهداری. بنابراین در ابتدا هزینه های مذکور محاسبه می شود و سپس در مرحله بعد با محاسبه درآمد حاصل از ماده معدنی استخراج شده می توان گردش وجوه نقدینگی معدن را محاسبه کرد.

۶-۲-۱- هزینه های کارگری

در تمام روشهای مختلف استخراج هزینه های کارگری بالاترین مقدار هزینه ها را بخود اختصاص می دهند. درصد این هزینه برای روشهای مختلف استخراج بطور متوسط بین ۴۴ تا ۷۱ درصد متغیر

می باشد. این مقدار برای برخی از روشهای استخراج در تعدادی از معادن در جدول ۶-۱ درج شده است [۴۰ و ۴۱].

جدول ۶-۱- هزینه کارگری روشهای مختلف استخراج [۴۰ و ۴۱]

هزینه کارگری (%)	روش استخراج
۵۴	تخریب بزرگ
۵۶	کند و آکند
۴۴	اتاق و پایه
۵۱	انباره ای
۷۱	کرسی چینی
۶۳	تخریب در طبقات فرعی
۵۷	کارگاه در طبقات فرعی

جهت تعیین هزینه کارگری در هر یک از روشهای استخراج از یکی از شاخصهای مهم روشهای استخراج یعنی مقدار تولید به ازای هر نفر در شیفت استفاده می شود. برای هر یک از روشهای استخراج در ظرفیت های مختلف مقدار تولید به ازای هر نفر در شیفت تعیین و در جدول ۶-۲ آمده است. لازم به توضیح است که این جدول بر اساس ۸ ساعت کاری در هر شیفت تنظیم شده است.

جدول ۶-۲- مقدار تولید تقریبی برای هر نفر در روشهای مختلف استخراج (تن به ازای هر نفر شیفت) [۴۰]

روش استخراج	تولید سالانه (تن)				بیشتر از یا	کمتر از یا
	تا ۲۰۰۰۰۰	تا ۱۰۰۰۰۰۰	تا ۵۰۰۰۰۰	تا ۳۰۰۰۰۰		
تخریب بزرگ	۹۰	۷۵	۶۰	۴۵	۴۵	
کند و آکند	۳۰	۲۵	۲۰	۱۵	۱۰	
جبهه کار بلند	۴۰	۳۵	۳۰	۲۵	۲۰	
اتاق و پایه	۳۵	۳۰	۲۵	۲۰	۱۵	
انباره ای	۱۲	۱۲	۱۲	۱۰	۸	
کرسی چینی	۸	۸	۸	۸	۵	
تخریب طبقات فرعی	۳۵	۳۰	۲۵	۲۰	۱۵	
کارگاه در طبقات فرعی	۴۵	۴۰	۳۵	۳۰	۲۵	
برش از بالا	۱۰	۱۰	۱۰	۷	۵	

بایستی توجه داشت که ظرفیتهای موجود در هر کدام از این جداول عموماً از کشورهای صاحب سبک و مکانیزه معدنکاری جمع آوری و ارائه گردیده است و ظرفیت تولید معادن کشور ما همواره درصدی از این مقدار خواهد بود. بطور کلی پس از طراحی روشهای دسترسی به کانسار و زمان بندی استخراج می توان نفر شیفت لازم در سال واقعی معدن را محاسبه نمود.

با در نظر گرفتن اینکه به طور متوسط از نفرات شاغل در یک معدن تقریباً ۱۵ درصد کارگر ساده یا نیمه ماهر، ۷۰ درصد کارگر ماهر و ۱۵ درصد در سطح تکنسین و یا بالاتر می باشند و با استفاده از سایر اطلاعات تکمیلی مورد نیاز، هزینه های کارگری برای روش استخراج انباره ای به صورت زیر محاسبه می شود.

ریال ۱۵۰۰۰۰۰ = دستمزد متوسط ماهانه یک کارگر ساده

ریال ۲۰۰۰۰۰۰ = دستمزد متوسط ماهانه یک کارگر ماهر

ریال ۳۵۰۰۰۰۰ = دستمزد متوسط ماهانه یک متخصص

۸ = تعداد ساعات کاری در هر شیفت

۳ = تعداد شیفت در روز

۳۱۰ = تعداد روز های کاری در هر سال

تن ۱۲۰۰۰۰ = مقدار تولید سالانه معدن

۱ = شیفت * نفر / تن

۳۸۷ = $۱۲۰۰۰۰ \div (۳۱۰ * ۱)$ = تعداد پرسنل عملیاتی

$۳۸۷ * ۱۲ * (۰,۱۵ * ۱۵۰۰۰۰۰ + ۰,۷ * ۲۵۰۰۰۰۰ + ۰,۱۵ * ۳۵۰۰۰۰۰)$ = هزینه کارگری

میلیون ریال ۱۱۶۱۰ =

۶-۲-۲- هزینه های چالزنی

برای محاسبه هزینه چالزنی به اطلاعات زیر نیاز داریم:

۱- مقدار چال لازم برای استخراج هر متر مکعب ماده معدنی

۲- هزینه های سرمایه گذاری برای خرید تجهیزات حفاری

۳- هزینه های بهره برداری (جاری) چالزنی

الف- مقدار چال لازم

در دو مرجع [۴۰] و [۴۱] مقدار تقریبی ماده معدنی استخراج شده به ازای هر متر چال برای روشهای مختلف جمع آوری شده است. این اطلاعات در جدول ۳-۶ آمده است. لازم به توضیح است که این جدول فقط مقدار چال لازم برای کارگاه استخراج می باشد و چالهای لازم برای آماده سازی در آن منظور نگردیده است.

جدول ۳-۶- مقدار تولید تقریبی به ازای هر متر چال در روشهای مختلف (متر مکعب بر متر چال) [۴۰ و ۴۱]

مقاومت فشاری					ماده معدنی (Mpa)	روش استخراج
<۲۵	۲۵ تا ۵۰	۵۰ تا ۱۰۰	۱۰۰ تا ۲۵۰	> ۲۵۰		
۳۲	۳۰	۲۸	۲۵	۲۳	تخریب بزرگ	
۱/۴۰	۱/۳۰	۱/۲۰	۱/۱۰	۱/۰۰	کند و آکند	
۱/۴۰	۱/۳۰	۱/۲۰	۱/۱۰	۱/۰۰	جبهه کار بلند	
۲/۰۰	۱/۹۰	۱/۸۰	۱/۷۰	۱/۵۰	اتاق و پایه	
۴/۰۰	۳/۷۵	۳/۵۰	۳/۲۵	۳/۰۰		
۱/۶۰	۱/۵۰	۱/۴۰	۱/۳۰	۱/۲۰	انباره ای	
۱/۳۰	۱/۲۰	۱/۱۰	۱/۰۰	۰/۹۰	کرسی چینی	
۲/۳۰	۲/۲۰	۲/۱۰	۲/۰۰	۱/۸۰	تخریب طبقات فرعی	
۱۰/۰	۹/۵۰	۹/۰۰	۸/۵۰	۸/۰۰	کارگاه در طبقات فرعی	
۱/۵۰	۱/۴۰	۱/۳۰	۱/۲۰	۱/۱۰	برش از بالا	

مقدار چال لازم در هر سال را می توان بصورت زیر محاسبه نمود:

$$N = Pm / (V * \gamma) \quad (۱-۶)$$

که در آن

Pm تولید سالانه

γ وزن مخصوص ماده معدنی

V حجم ماده معدنی استخراج شده به ازای هر متر چال

N مقدار چال لازم در هر سال (متر)

همانطور که در بخش قبلی ذکر شد اطلاعات مراجع فوق مربوط به کشورهای صاحب فن و پیشرفته می باشد. بر طبق بررسی های انجام گرفته در این معدن به ازای هر چال تنها ۰/۵ تن و یا به عبارتی ۰/۲ متر مکعب ماده معدنی استخراج می شود.

$$۲۴۰۰۰۰ = ۰,۵ \div ۱۲۰۰۰۰ = \text{مقدار چال لازم در سال (متر)}$$

ب- هزینه های سرمایه گذاری ثابت

برای تعیین هزینه های سرمایه گذاری ثابت ابتدا باید تعداد دستگاههای چالزنی را مشخص نمود و سپس با توجه به تعداد دستگاههای چالزنی مورد نیاز و قیمت آنها هزینه های سرمایه گذاری لازم برای خرید دستگاههای چالزنی محاسبه خواهد شد. معمولاً در روش استخراج انباره ای از دستگاههای حفاری ضربه ای یا استاپر^۱، چکشهای هوای فشرده پایه دار^۲ و چکشهای دستی استفاده می شود. در مورد دستگاههای چالزن دستی اطلاعات اولیه زیر مورد استفاده قرار گرفته است [۴۰ و ۴۱].

- دستگاههای چالزنی دستی:

زمان دسترسی	۷۵ درصد
زمان کاری مفید	۷۵ درصد
سرعت چالزنی	۷ متر در ساعت

منظور از زمان دسترسی مدت زمانی است که دستگاه در طول یک شیفت کاری آماده به کار می باشد و منظور از زمان کاری مفید مدت زمانی می باشد که از دستگاه در زمان فعال بودن استفاده می شود. سرعت چالزنی فوق برای سنگهای با مقاومت فشاری متوسط بوده و برای سایر سنگها ضریب سرعت چالزنی بصورت زیر در نظر گرفته می شود [۴۰ و ۴۱].

سنگهای خیلی سست	۱/۲۰
سنگهای سست	۱/۱۰
سنگهای محکم	۰/۸۵
سنگهای خیلی محکم	۰/۷۰

1 - Stoper
2 - Airleg

بطور کلی تعداد دستگاههای چالزنی لازم برای هر روش استخراج به طریقه زیر محاسبه می شود:

$$Nd = Hly / Dly \quad (۲-۶)$$

$$Dly = (Wd - 2) * 3 * Wy * Af * Wt * Dlh * Df \quad (۳-۶)$$

که در آن:

Hly	طول چال مورد نیاز در سال
Wd	تعداد ساعت های کاری در شیفت
Wy	تعداد روزهای کاری در سال
Af	ضریب دسترسی دستگاه
Wt	ضریب زمان کاری مفید دستگاه
Dly	طول چالزنی هر دستگاه در یک سال
Dlh	سرعت چالزنی دستگاه
Df	ضریب سرعت چالزنی
Nd	تعداد دستگاههای حفاری لازم

بنابراین تعداد دستگاه چالزنی لازم با روش انباره ای در این معدن محاسبه می شود.

$$Dly = (۸-۲) * ۳ * ۳۱۰ * ۰,۷۵ * ۷ * ۰,۸ = ۲۳۴۳۶$$

$$Nd = ۲۴۰۰۰۰ \div ۲۳۴۳۶ = ۱۰,۲۴ \sim ۱۱$$

عمر مفید دستگاههای چالزن دستی ۲ سال منظور می گردد. با داشتن تعداد دستگاههای چالزنی

لازم، هزینه سرمایه گذاری برای خرید دستگاهها بدست می آید.

قیمت دستگاه حفاری مورد نیاز در سال ۱۳۸۳ به شرح زیر می باشد:

- دستگاه چالزن دستی مدل Toyo-24 ژاپن ۱۲۰۰۰۰۰۰ ریال

بنابراین قیمت خرید دستگاههای چالزنی برای روش استخراج مورد نظر در شرایط تولید سالانه

۱۲۰۰۰۰ تن ماده معدنی بدون در نظر گرفتن هزینه های دیگر از قبیل حمل و نقل، هزینه های

گمرکی و ... بشرح زیر می باشد.

$$۱۱ * ۱۲۰۰۰۰۰۰ = ۱۳۲ \quad \text{میلیون ریال}$$

ج- هزینه های بهره برداری

مهمترین هزینه های بهره برداری جهت چالزنی عبارتند از:

۱- هزینه های کارگری

۲- هزینه های سر مته

۳- هزینه های تعمیر و نگهداری

۴- هزینه های استهلاک

هزینه کارگری مورد نیاز برای چالزنی در هزینه های کارگری کل کارگاه استخراج گنجانده شده است. هزینه های تعمیر و نگهداری سالانه و سایر هزینه های مربوطه از قبیل انرژی و... در محاسبات برابر ۶ درصد قیمت خرید دستگاه چالزنی منظور می شود. هزینه استهلاک نیز با توجه به اینکه عمر مفید دستگاههای چالزنی دستی معمولاً ۲ سال در نظر گرفته می شود، محاسبه می گردد.

جهت محاسبه هزینه مربوط به سر مته با توجه به اطلاعات جمع آوری شده مقدار چالی که با هر سر مته دستگاههای چالزنی دستی می توان حفر کرد، حداقل ۲۰۰ متر می باشد.

قیمت سر مته مورد نیاز دستگاههای چالزنی دستی در سال ۱۳۸۳ به شرح زیر می باشد.

- سر مته دستگاههای چالزنی دستی مدل Sandweek سوئد ۴۸۰۰۰۰ ریال

با توجه به مطالب فوق هزینه های مستقیم چالزنی (به جز هزینه های کارگری) با روش انباره ای برای استخراج ۱۲۰۰۰۰ تن ماده معدنی در معدن قلعه زری به شرح زیر می باشد.

$$۱۲۰۰ = ۲۴۰۰۰۰ \div ۲۰۰ = \text{تعداد سر مته مورد نیاز در سال}$$

$$۵۷۶۰۰۰۰۰ = ۴۸۰۰۰۰ * ۱۲۰۰ = \text{هزینه سر مته در سال} \quad \text{ریال}$$

$$۷۹۲۰۰۰۰ = ۰,۰۶ * ۱۳۲۰۰۰۰۰ = \text{هزینه های سالانه تعمیر و نگهداری و ...} \quad \text{ریال}$$

$$۶۶۰۰۰۰۰ = ۱۳۲۰۰۰۰۰ \div ۲ = \text{هزینه استهلاک} \quad \text{ریال}$$

$$۶۴۹۹۲۰۰۰ = \text{مجموع هزینه های مستقیم سالانه} \quad \text{ریال}$$

۶-۲-۳- هزینه های آتشباری

در جدول ۴-۶ مصرف مواد منفجره به ازای هر تن ماده معدنی استخراج شده برای روشهای مختلف جمع آوری شده است. با استفاده از این جدول می توان هزینه مواد منفجره لازم برای روش استخراج

مورد نظر را تعیین نمود. در استفاده از این جدول بایستی توجه داشت که ۵ درصد از وزن ماده منفجره بدست آمده دینامیت می باشد و ۹۵ درصد دیگر برای تمامی روشهای استخراج آنفو در نظر گرفته شده است [۴۱]. مجدداً ذکر می شود که این جدول مربوط به کشورهای پیشرفته بوده و در اینجا تنها جهت مقایسه نتایج آورده شده است.

جدول ۴-۶- مقدار مصرف تقریبی مواد منفجره در روشهای مختلف استخراج (gr / ton) [۴۱]

مقاومت فشاری ماده					روش استخراج
<۲۵	۲۵ تا ۵۰	۵۰ تا ۱۰۰	۱۰۰ تا ۲۵۰	> ۲۵۰	
معدنی (Mpa)					
۴۰	۹۰	۱۴۰	۱۹۰	۲۴۰	تخریب بزرگ
۲۲۰	۲۸۵	۳۳۰	۴۱۵	۵۱۰	کند و آکند
۲۲۰	۲۸۵	۳۳۰	۴۱۵	۵۱۰	جبهه کار بلند
۳۰۰	۳۷۰	۴۳۵	۵۰۰	۵۷۰	اتاق و پایه
۲۱۰	۲۷۵	۳۴۰	۴۸۵	۵۰۰	انباره ای
۲۰۵	۲۷۰	۳۳۵	۴۰۰	۴۹۵	کرسی چینی
۲۴۰	۲۸۵	۳۳۰	۳۷۵	۴۲۰	تخریب طبقات فرعی
۱۵۰	۱۹۰	۲۲۵	۲۶۰	۳۰۰	کارگاه در طبقات فرعی
۲۵۰	۳۱۵	۳۸۰	۴۴۵	۵۴۰	برش از بالا

برای محاسبه هزینه مربوط به چاشنی از مقدار چال لازم و عمق متوسط هر چال استفاده می شود.

$$Dn = Hly / Hd \quad (۴-۶)$$

که در آن :

Hly مقدار چال لازم در هر سال (متر)

Hd عمق متوسط چالهای آتشیاری

Dn تعداد چاشنی مورد نیاز

عمق متوسط چالهای آتشیاری روشهای مختلف در جدول ۴-۶ آمده است. لیکن محدوده عمق چالهای حفر شده در این معدن ۸۰-۱۲۰ سانتیمتر و بطور متوسط ۱ متر می باشد.

جدول ۶-۵- عمق متوسط چالهای آتشیاری در روشهای مختلف [۴۱]

عمق چال آتشیاری (m)	روش استخراج
۷	تخریب بزرگ
۳	کند و آکند
۱/۵	جبهه کار بلند
۳	اتاق و پایه
۱/۵	انباره ای
۱/۵	کرسی چینی
۱۲	تخریب طبقات فرعی
۲۵	کارگاه در طبقات فرعی
۱/۵	برش از بالا

هزینه های کارگری مربوط به آتشیاری در هزینه کارگری کل کارگاه استخراج گنجانده شده است.

قیمت مواد منفجره در شهریور ماه سال ۱۳۸۳ به شرح زیر بوده است:

دینامیت	هر کیلوگرم ۱۷۰۰۰ ریال
چاشنی برقی	هر عدد ۸۸۰۰ ریال
چاشنی معمولی	هر عدد ۲۸۰۰ ریال
فتیله	هر متر ۲۰۰۰ ریال

براساس مطالب فوق و با توجه به مفروضات زیر می توان هزینه آتشیاری برای ۱۲۰۰۰۰ تن تولید

سالانه را بدست آورد:

- خرج مصرفی تماماً دینامیت باشد.
- در کارگاههای استخراج از چاشنی معمولی استفاده می شود.
- تقریباً هر ۸ لول دینامیت ۱ کیلوگرم می باشد.
- مقدار فتیله مصرفی برای هر چال ۲-۳ متر فرض می شود.
- عمق متوسط هر چال ۱ متر فرض می شود.

$$۱۲۰۰۰۰ \div ۰,۵ = ۲۴۰۰۰۰ \quad \text{مقدار چال لازم (متر)}$$

$$۲۴۰۰۰۰ \div ۱ = ۲۴۰۰۰۰ \quad \text{تعداد چال لازم}$$

میلیون ریال	$510 = 17000 * (240000 \div 8) =$ هزینه دینامیت مصرفی
میلیون ریال	$672 = 2800 * 240000 =$ هزینه چاشنی مصرفی
میلیون ریال	$1200 = 2,5 * 2000 * 240000 =$ هزینه فتیله مصرفی
میلیون ریال	$2382 = 1200 + 672 + 510 =$ کل هزینه آتشیاری

۴-۲-۶- هزینه های حمل و نقل

بطور کلی برای حمل و نقل ماده معدنی در داخل کارگاههای استخراج در شرایط مختلف از دستگاههای گوناگونی از جمله LHD و اسکرپر می توان استفاده کرد. هزینه حمل و نقل در کارگاه استخراج شامل هزینه خرید دستگاهها و هزینه بهره برداری از آنها می باشد که هر یک از آنها بایستی به طور جداگانه مورد بررسی قرار گیرد. در شرایط کارگاههای معدن مس قلعه زری با توجه به شیب زیاد کارگاهها، باربری بصورت ثقلی بوده و استفاده از وسایل حمل و نقل چندان ضروری به نظر نمی رسد و در نتیجه این هزینه در محاسبات منظور نمی شود.

۴-۲-۵- هزینه های نگهداری

به طور کلی هزینه های نگهداری در روشهای استخراج زیرزمینی به جز سه روش کرسی چینی، برش از بالا و جبهه کار بلند در مقایسه با هزینه هایی که قبلاً مورد بررسی قرار گرفت درصد زیادی از هزینه کارگاه استخراج را به خود اختصاص نمی دهند.

در خصوص معدن قلعه زری نیز مسأله نگهداری از گستردگی و اهمیت چندانی برخوردار نبوده که این امر به دلیل استحکام و مقاومت خوب سنگهای درونگیر و عدم وجود شکستگی های فراوان می باشد. از طرفی در صورت نیاز به نگهداری، مهمترین هزینه آن مربوط به هزینه کارگری می شود که در هزینه کارگری کل گنجانده خواهد شد. بنابراین در اینجا این هزینه نیز مورد بررسی قرار نمی گیرد.

۴-۲-۶- کل هزینه های عملیاتی در کارگاههای استخراج

کل هزینه های عملیاتی در کارگاههای استخراج از مجموع مهمترین این هزینه ها که در قسمت های قبل به آنها اشاره شد، قابل محاسبه می باشد.

میلیون ریال $14773/92 = 11610 + 132 + 649/92 + 2382$ = مجموع هزینه های عملیاتی

۳-۶- محاسبه درآمد ماده معدنی

هر کدام از روشهای استخراج با توجه به نوع کاربری و شرایط خاص خود دارای قیمت تمام شده متفاوت برای واحد تن کانسار استخراجی می باشند. یکی از پارامترهای مهم برای بررسی درآمد هر تن کانسار استخراجی در معدن توجه به نرخ ترقیق^۱ در روش استخراجی می باشد. لذا با توجه به عیار متوسط مس در محدوده استخراجی، حداقل عیار قابل پذیرش کارخانه فرآوری، ضریب بازیابی کارخانه، ارزش کنسانتره تولیدی و ... ارزش هر تن کانسار استخراجی توسط روش انبار ای قابل محاسبه می باشد.

مقدار بازیابی و اختلاط در شرایط گوناگون در هر معدن و حتی در معادنی که با یک روش استخراج می شوند با یکدیگر تفاوت دارد. اما به طور متوسط در شرایط عادی در روش انبار ای مقدار بازیابی ۸۰٪ و اختلاط ۱۰٪ در نظر گرفته می شود. مطابق برآورد صورت گرفته ذخیره قابل بهره برداری در معدن دارای عیار (۴-۱)٪ و بطور متوسط ۲/۵٪ مس می باشد که بایستی عیار خوراک کارخانه را بعد از استخراج تأمین نماید. بعد از اعمال پدیده ترقیق به میزان ۱۰٪ عیار ورودی متوسط کارخانه یعنی عیار ۲/۲۷٪ حاصل می شود.

$$2/5 \% \div (1+10\%) = 2/27 \%$$

اگر عیار مس در کنسانتره $x\%$ و در باطله $y\%$ باشد، برای تولید ۱ تن کنسانتره $(2/27 - y\%)$ / $x\%$ تن ماده معدنی باید از معدن استخراج گردد.

در مورد کارخانه فرآوری معدن مس قلعه زری اطلاعات ذیل در دسترس می باشد:

۲/۲۷٪ = عیار متوسط ورودی کارخانه

۱۷-۲۳٪ = عیار مس در کنسانتره

۰/۴ - ۰/۲٪ = عیار مس در باطله

۸۵٪ = ضریب بازیابی کارخانه

$$15\% = 100\% - 85\% = \text{ضریب افت ماده معدنی}$$

$$4000000 = \text{ارزش هر تن کنسانتره} \quad \text{ریال}$$

$$y\% = 2/27 * 0/15 = 0/3$$

با توجه به مطالب فوق درآمد هر تن کنسار استخراجی قابل محاسبه می باشد.

$$20 / (2/27 - 0/3) = 10/15$$

$$394089 = 4000000 \div 10/15 = \text{درآمد هر تن کنسار استخراج شده} \quad \text{ریال}$$

۴-۶- محاسبه ارزش ناخالص هر تن ماده معدنی استخراج شده از کارگاه

پس از محاسبه هزینه های عملیاتی و درآمد ماده معدنی، ارزش ناخالص هر تن ماده معدنی استخراج شده از کارگاه قابل محاسبه می باشد.

$$120000 = \text{تولید سالانه} \quad \text{تن}$$

$$14773/92 = \text{مجموع هزینه های عملیاتی} \quad \text{میلیون ریال}$$

$$394089 = \text{درآمد هر تن کنسار استخراج شده} \quad \text{ریال}$$

$$123116 = 14773/92 \div 120000 = \text{هزینه هر تن کنسار استخراج شده} \quad \text{ریال}$$

$$270973 = 394089 - 123116 = \text{ارزش ناخالص هر تن کنسار استخراج شده} \quad \text{ریال}$$

همانطور که قبلاً اشاره شد، ارزش بدست آمده ناخالص است زیرا در تعیین هزینه های استخراج از احتساب هزینه هایی از قبیل تأسیسات خارج معدن و آماده سازیهای انجام شده، هزینه اکتشاف، هزینه باربری در خارج معدن، کارخانه فرآوری و ... صرفنظر شده و تنها هزینه های مستقیم کارگاه استخراج مورد بررسی قرار گرفته است.

فصل هفتم:

نتیجه گیری و پیشنهادات

۱-۷- نتیجه گیری

مجموعه ذخایر رگه ای مس قلعه زری در ۱۸۰ کیلو متری جنوب غرب شهرستان بیرجند واقع شده اند. عرض منطقه کانی سازی ۰/۵ تا ۷ متر، عیار مس ۰/۵ تا ۸ درصد، طلا ۰/۵ تا ۱۵ گرم در تن و نقره ۲۰ تا ۶۰۰ گرم در تن گزارش شده است. عملیات استخراج در این کانسار از سال ۱۳۴۵ شروع شده و مجموع ذخایر برداشت شده و باقیمانده این کانسار بر اساس مطالعات انجام شده ۱۰ میلیون تن برآورد شده است.

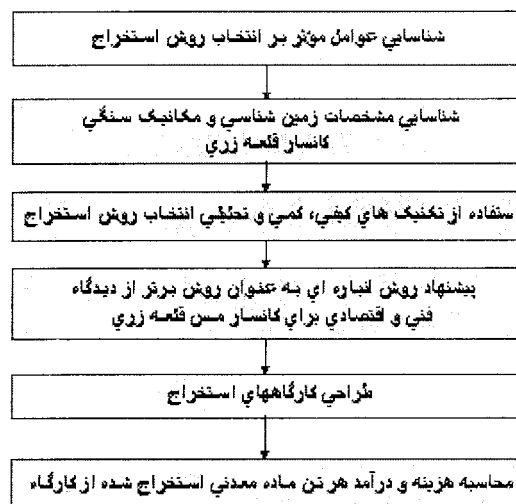
فرآیند انتخاب روش استخراج از یک روند کلی تصمیم گیری پیروی می کند که بر اساس آن پس از تعیین هدف عوامل موثر بر آن شناسایی شده و بهترین گزینه مشخص می شود. افراد زیادی در این زمینه کار کرده اند و روشهای کیفی، کمی و تحلیلی بسیاری برای انتخاب روش استخراج مناسب ارائه داده اند.

روشهای کیفی به مقدار زیادی به سلیقه و تشخیص افراد بستگی دارند و تنها دایره انتخاب را بر روی چند روش محدود کرده و از این جهت مفید می باشند.

روشهای کمی محدوده پارامترهای بیشتری را در نظر می گیرند و تأثیر سلیقه را در انتخاب محدوده پارامتر حذف می کنند و از این جهت مناسب تر هستند. مهم ترین طرحهای کمی عبارتند از طرح نیکلاس، طرح نیکلاس اصلاحی، طرح UBC و طرح U.M.M.S. استفاده از این طرحها در انتخاب روش کمک شایانی می کند.

روشهای تحلیلی از بهترین تکنیکهای انتخاب روش استخراج می باشند که امروزه مورد استقبال مهندسان و مدیران در زمینه های مختلف تصمیم گیری قرار گرفته اند. در روشهای تحلیلی هر پارامتر با توجه به مشخصات کانسار و شرایط بهینه برای روشهای استخراج امتیاز گرفته و از این بابت دارای انعطاف پذیری بیشتری نسبت به طرحهای کمی می باشند. در این راستا بهترین تکنیکها برای انتخاب روش استخراج به دلیل اینکه یک فرآیند تصمیم گیری چند معیاره و دارای شرایط عدم اطمینان کامل است، مدل‌های AHP و چند معیاره فازی می باشند.

فرآیندی که در این پایان نامه منجر به انتخاب روش استخراج مناسب برای کانسار مس قلعه زری شد، به صورت الگوریتم شکل ۱-۷ می باشد:



شکل ۷-۱- الگوریتم فرآیند انتخاب روش استخراج مناسب کانسار مس قلعه زری بیرجند

به عنوان نتیجه کلی در این معدن با توجه به اطلاعات موجود روشهای استخراج کند و آکند و استخراج از طبقات فرعی منتفی و روش استخراج زیر زمینی انبار ای پیشنهاد گردید. در مبحث طراحی کارگاه استخراج توسط روشهای طبقه بندی مهندسی (RMR, Q) حداکثر دهانه پایدار ۴۰ تا ۶۰ متر و بسته به مورد تا ۸۰ متر پیشنهاد و در هر افق استخراجی روابط، جداول و نکاتی برای حصول پارامترهای دیگر کارگاه همچون ابعاد کارگاه، قیف های خروج ماده معدنی، پایه های بالایی، پایینی و کناری و ... پیشنهاد گردید. لذا می توان در هر افق استخراجی با استحصال این پارامترها کارگاه استخراج را طراحی کرد.

۷-۲- پیشنهادات

- ۱- طراحی و اجرای یک شبکه گمانه های اکتشافی در مناطق بکر
- ۲- برنامه ریزی دقیق برای انجام آزمایشات عیارسنجی و مکانیک سنگی بر روی نمونه های حاصل از حفاری اکتشافی
- ۳- تهیه گزارش امکان سنجی جامع از طرح استخراج کل کانسار مس قلعه زری به روش انبار ای

- ۴- روش استخراج با چال های طویل از داخل دوپیل جهت استخراج قسمتهایی که کمرهای کانسار از استحکام کافی برخوردار نیستند، پیشنهاد می شود.
- ۵- در این کانسار احتمالاً به شرایطی برخوایم خورد که ماده معدنی عیار بالا و ضخامت کمی دارد که در این وضعیت روش کندن و پر کردن با باطله کارگاه پیشنهاد می گردد.
- ۶- پس از تخلیه کامل کارگاه استخراج، گاهی ریزش کمر بالا و یا ترک خوردن آن باعث ایجاد محیطهای خطرناکی می گردد. به منظور جلوگیری از این عمل و نیز کاهش هزینه حمل و نقل، از این کارگاهها برای ذخیره باطله تونل ها می توان استفاده کرد.
- ۷- کنترل و برنامه ریزی تولید به نحوی که بهترین استفاده از کانسنگ حاصل شود.
- ۸- برخی هزینه های عملیاتی در این معدن یک رقم غیر قابل قبول و نامتناسب با روش معدنکاری را نشان می دهد. بنابراین لازم است تا یک بررسی فنی اقتصادی جامعی از طرح استخراج این کانسار صورت گیرد.
- ۹- بر مراحل مختلف استخراج این معدن به خصوص آتشیاری و تهویه ایراداتی وارد است که هر کدام می تواند مبنای پروژه ای جدید باشد.

فهرست منابع

- ۱- نقشه ها، اطلاعات و گزارشات موجود در دفتر معدن قلعه زری، ۱۳۸۳.
- 2- Sadaghyani. Avval, F.,1976, **Etude geologique de la region de la mine de Khal-Eh-Zari** (Iran) mineralisation et inclusions fluids Ph.d. theses. University de Nancy, P165.
- ۳- کریم پور، محمد حسن، ۱۳۷۹، دماسنجی و شرایط فیزیکوشیمیایی محلول کانه دار بر مبنای کلریت و سیالات درگیر در معدن مس قلعه زری، مجله بلور شناسی و کانی شناسی ایران، سال هشتم، شماره یک، صفحات ۱ تا ۷.
- ۴- دیمه ور، محمد، ۱۳۷۴، بررسی زمین شناسی، کانی شناسی، ژئوشیمی و ژنز کانسار مس قلعه زری، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه تربیت مدرس.
- ۵- اشتوکلین و همکاران، ۱۳۵۲، بررسی مقدماتی زمین شناسی در لوت مرکزی، شرق ایران، ترجمه مهندس علی انتظام و مهندس جمشید افتخارنژاد.
- 6- Berberian, M. & Mohajer., 1977, **Reflection on the Rigidity of the Lut Block and Recent Crustal Deformation in E.Iran**, *Tectonophysics*, P 281-307.
- ۷- اداره کل صنایع و معادن استان خراسان، گزارشات موجود در مورد معدن مس قلعه زری، ۱۳۸۳.
- ۸- محمدی، سید سعید. غلامی، ابراهیم، ۱۳۸۰، بررسی تکتونیک و کانسارزایی در شرق ایران با نگرش ویژه به جنوب خراسان، طرح پژوهشی دانشگاه بیرجند.
- 9- Tarkian, M. , Lotfi, M. , and Baumann, N., 1983, **Tectonic Magmatism and the Formation of Mineral Deposits in the Central Lut , East Iran**, *Geology Survey of Iran. Rep*, P 357-383.
- 10- Suzuki, Yuichi, Katsumi Ogawa and Norihito Akiyama., 1976, **Copper ores from Qaleh-zari mine**, Iran : *Mining Geology*, p 385-390.
- ۱۱- حیدری، حسین، ۱۳۷۳، تحلیلی بر مکانیسم ساختاری شرق ایران با نظر به پدیده های ساختمانی منطقه گناباد، مجموعه مقالات دومین سمپوزیم زمین شناسی شرق ایران.
- 12- Lewis, Robert., 1964, **Elements Of Mining**, John Wiley and Sons Inc.
- 13- Heycock, C., Brackebusch, F.W., Mealey, G.A., Orr, S.A., Hartman, W.L. (Editor), 1992, **SME Mining Engineering Handbook**, Society of Mining, Metallurgy and Exploration, Inc- Section 18- 23, P 1679-1869.

14- Laubscher, D.H.,1981, **Selection of Mass Underground Mining Methods**, Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines , SME . AIME , Stewart , New York, P 23- 38.

۱۵- سوری ، محمد،، ۱۳۷۳، انتخاب روش استخراج زیرزمینی کانسارهای فلزی با استفاده از مدل سازی عددی، پایان نامه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیر کبیر.

16- Nichlas, D.E., 1881,**Method Selection A Numerical Approach – Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines** , SME. AIME , Stewart , New York , P 23-38.

17- Hamrin, H., 2001, **Underground Mining Methods and Applications** , Society of Mining , Metallurgy, and Exploration , Inc.

18- Bullock, R.L., 2001,**General Planning of the Noncoal Underground mine**, Society of Mining , Metallurgy , and Exploration , Inc.

۱۹- عطایی، محمد،، ۱۳۸۲، معدنکاری زیرزمینی، جزوه درسی ، دانشگاه صنعتی شاهرود.

۲۰- حیدری، محسن،، ۱۳۸۱، امکان پذیری استخراج آنومالی شماره ۳ معدن سنگ آهن گل گهر سیرجان به روش روباز ، پروژه کارشناسی ارشد، دانشگاه صنعتی امیر کبیر.

21- Hustrulid, W.,Bullock R.L., 2001,**Planning the Underground mine on the Basis of Mining Method** ، Society of Mining , Metallurgy , and Exploration Inc.

22- Hustrulid, W.,Kuchta, M., 1995 ,**Open Pit Mine Planning & Design** , Balkema , Vol 1.

23-Boshkov, S.H.,Wright F.D.,1973, **Basic and Parametric Criteria in the Selection Design and Development of Underground Mining Systems**, SME Mining Engineering Handbook , Sec 12.2-12.3 .

24- Morrison, R.G.K.,1976, **AQ Philosophy of Ground Control** , McGill University , Montreal Canada , P 125 – 159.

25- Hartman, H.L.,1987, **Introductory Mining Engineering**, John Wiley , New York .

26- Nicholas, D.E., 1992, **Selection Procedure** , Society of Mining , Metallurgy, and Exploration , Inc , P 2090-2106 .

27- Miller, D.E., Pakalnis, R ., Poulin, R., 1995 , **UBC mining Method Selection**, Mine Planning and Equipment Selection , Singhal. Balkama , Ronerdam .

۲۸- قدسی پور، سید حسن،، ۱۳۷۹، فرآیند تحلیل سلسله مراتبی، انتشارات دانشگاه امیر کبیر.

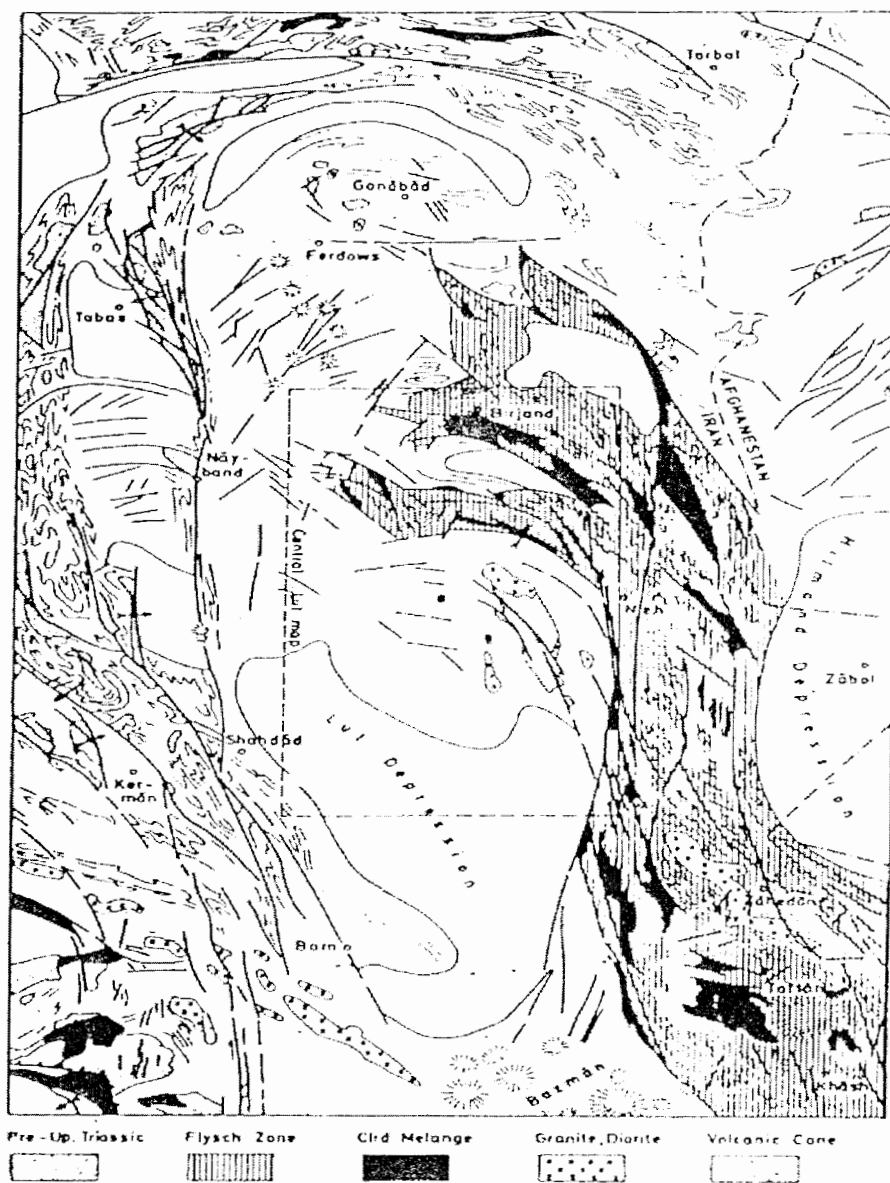
۲۹- اصغر پور، محمد جواد،، ۱۳۷۶، تصمیم گیری های چند معیاره، انتشارات دانشگاه تهران.

- 30- Bandopadhyay, Sukumar.,1987, **Fuzzy algorithm for decision making in Mining engineering** ,International journal of Mining and Geological Engineering , University of Alaska- Fairbanks.P 149-154.
- ۳۱- عطایی، محمد. بیطرفان، محمد رضا.، ۱۳۸۲، انتخاب روش استخراج مناسب برای آنومالی شماره ۳ معدن سنگ آهن گل گهر با استفاده از روش چند معیاره شاخصه فازی، مجله بین المللی علوم مهندسی، جلد چهاردهم، شماره چهارم، صفحه ۱-۱۲.
- ۳۲-قارونی نیک، مرتضی، ابیازنی، همزه.، ۱۳۸۰، ترجمه. نگهداری حفريات زیرزمینی در سنگهای سخت، تهران، مؤسسه علمی فرهنگی نص.
- ۳۳- ترابی، سید رحمان.، ۱۳۸۱، مقدمه ای بر مکانیک سنگ، انتشارات دانشگاه شاهرود.
- ۳۴- مدنی، حسن.، ۱۳۷۹، تونل سازی (جلد سوم)، مرکز نشر دانشگاه صنعتی امیر کبیر.
- ۳۵- گروه مترجمین، ۱۳۷۲.، طراحی معادن، مؤسسه آموزشی و پژوهشی وزارت معادن و فلزات.
- ۳۶- گفتگوی شفاهی با مسئولین معدن قلعه زری، تابستان ۱۳۸۳.
- 37- Johnson, R., Quaye,G.B. , Roberts,M.K.C., April 2000, **Stability and Support requirements for stopes backs in the shallow depth mining of steeply dipping vein/tabular deposits**, Final Project Report CSIR Mining Technology .
- 38- Milne, D., Hadjigeorgiou, J. and Pakalnis, R., 1998, **Rock Mass Characterization For Underground Hard Rock Mines**, Tunnelling & underground space technology, vol. 13, No.4, P 383-391 .
- ۳۹- فهیمی فر، احمد.، ۱۳۷۶، سازه های زیرزمینی در سنگ، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- 40- Hustrulid,W.a., 1982 ,**Underground Mining Method Handbook**, S.M.E, P 1725.
- 41- Cummins,A.B. and Given,I.A., 1973, S.M.E.**Mining engineering Handbook**,vol 1, P 1308 .
- 42- Bazin,D., Hubner,H., 1969, **Copper Deposit in Iran** , Geological Survey of Iran .

پیوست ها

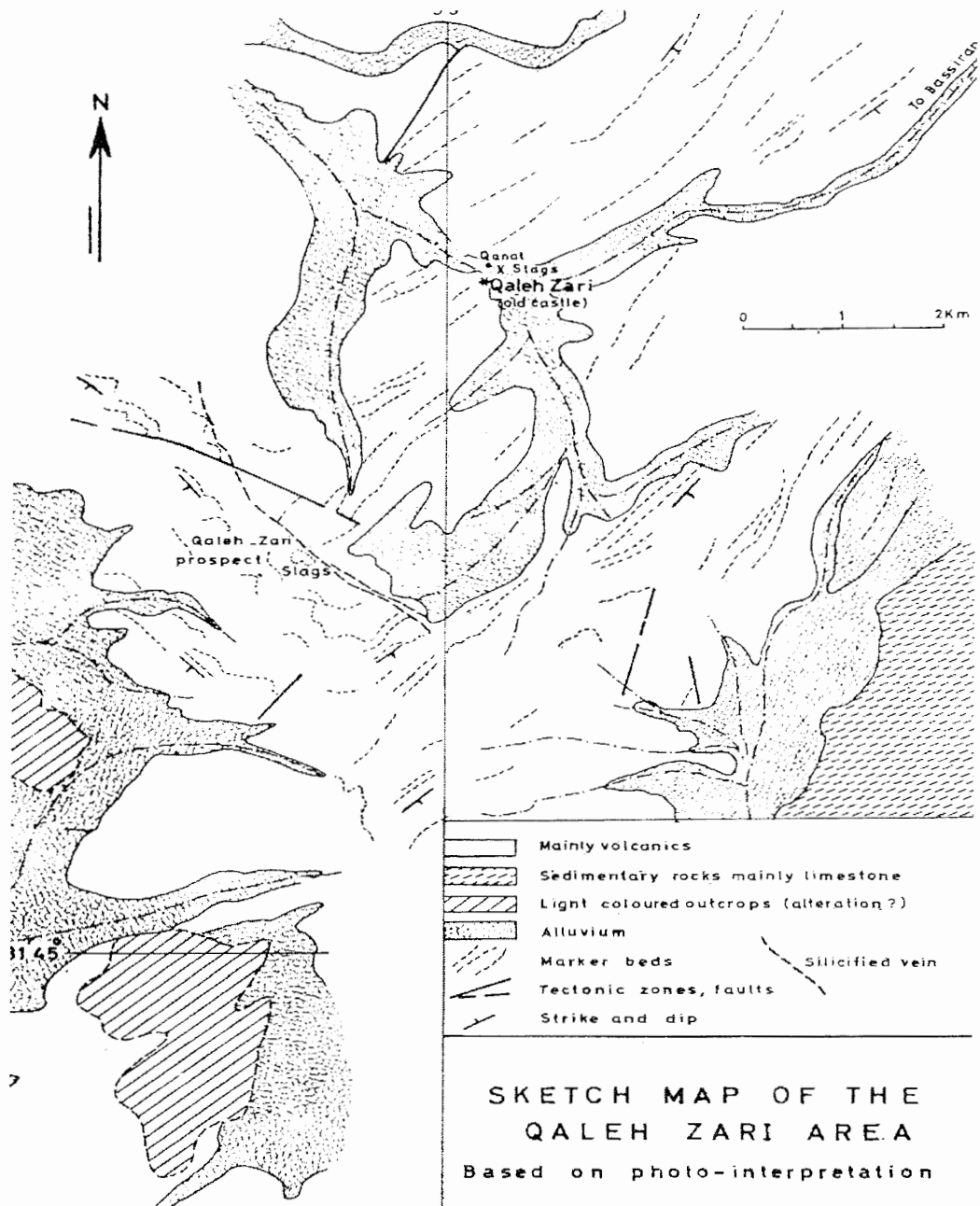
پیوست الف

نقشه های زمین شناسی منطقه، معدن و مناطق اکتشافی



مقیاس ۱:۱۰۰,۰۰۰

شکل الف-۱- نقشه ساده تکتونیک بلوک لوت و منطقه فلیش شرق ایران [۸]



شکل الف-۲- نقشه زمین شناسی ناحیه قلعه زری [۴۲]



شکل الف - ۳- نقشه ذخایر و مناطق اکتشافی معدن قلعه زری [۱]



شکل الف-۴- آثار کارهای شدادی روی رگه ۲ کانسار اصلی [۸]



شکل الف-۵- محدود شدن رگه ۱ کانسار اصلی به دو دیواره زون برشی [۸]

پیوست ب

نتایج نمونه برداری از تونلها

جدول ب-۱- نتایج نمونه برداری از تونلها [۱]

شماره نمونه	طبقه	رگه	عیار مس (%)	عرض رشته
۱	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۱	۱/۶
۲	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۱	۱/۸
۳	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۲۶	۴/۲
۴	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۱۶	۳
۵	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۳	۲
۶	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۱۹	۲/۱
۷	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۴۳	۲/۱
۸	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۱	۲/۴
۹	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۲۴	۲/۲
۱۰	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۲۶	۲/۲
۱۱	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۱۸	۱
۱۲	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۶	۲
۱۳	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۱/۳۶	۰/۶
۱۴	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۱۴	۲
۱۵	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۱۵	۰/۹
۱۶	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۳	۱/۸
۱۷	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۶	۲/۲
۱۸	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۱	۲
۱۹	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۳۵	۲
۲۰	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۶۵	۲
۲۱	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۱/۱۷	۰/۶
۲۲	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۲۶	۴/۲۰
۲۳	۲۰۵ متری	۲ شمال غرب	۰/۰۳	۲
۲۴	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۲	۰/۶
۲۵	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۲/۰۳	۱/۱
۲۶	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۳/۳	۰/۸
۲۷	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۱/۱۲	۰/۵
۲۸	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۱/۴۶	۰/۷
۲۹	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۱/۴۹	۰/۸
۳۰	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۲/۹۳	۰/۶
۳۱	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۱۴	۱/۳۵
۳۲	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۳۱	۱/۳۹
۳۳	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۲/۰۶	۰/۹
۳۴	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۶۵	۰/۹
۳۵	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۰۴	۰/۹
۳۶	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۵۲	۰/۹
۳۷	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۳۸	۰/۶
۳۸	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۲۷	۰/۵
۳۹	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۲۸	۰/۷
۴۰	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۲	۰/۶

ادامه جدول ب- ۱- نتایج نمونه برداری از تونلها [۱]

شماره نمونه	طبقه	رگه	عیار مس (%)	عرض رشته
۴۱	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۰۴	۱/۵
۴۲	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۰/۰۸	۴/۷
۴۳	۲۰۵ متری	۲ جنوب شرق	۱/۴۷	۱/۳
۴۴	۲۰۵ متری	۱ جنوب شرق	۰/۱	۱/۲
۴۵	۲۰۵ متری	۱ جنوب شرق	۰/۹۴	۱/۲
۴۶	۲۰۵ متری	۱ جنوب شرق	۰/۴۶	۱
۴۷	۲۰۵ متری	۱ جنوب شرق	۰/۶۷	۲/۳
۴۸	۲۰۵ متری	۱ جنوب شرق	۰/۰۶	۱/۵
۴۹	۱۷۰ متری	۱ جنوب شرق	۰/۶۳	۰/۹
۵۰	۱۷۰ متری	۱ جنوب شرق	۴/۳۶	۱
۵۱	۱۷۰ متری	۱ جنوب شرق	۱/۵۹	۰/۹
۵۲	۱۷۰ متری	۱ جنوب شرق	۱/۷۴	۱
۵۳	۱۷۰ متری	۱ جنوب شرق	۱/۱۷	۱/۴
۵۴	۱۷۰ متری	۱ جنوب شرق	۴/۳۶	۱/۴
۵۵	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۱/۸۸	۰/۷
۵۶	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۰/۴۹	۱/۳
۵۷	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۱/۱۶	۰/۳
۵۸	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۳/۵۲	۱/۴
۵۹	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۶/۶۳	۰/۵
۶۰	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۴/۷۹	۰/۵
۶۱	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۷/۴۷	۰/۷
۶۲	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۲/۲۸	۱
۶۳	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۸/۱۳	۰/۷
۶۴	۱۷۰ متری	۳ جنوب شرق	۱/۶۱	۰/۸
۶۵	۱۷۰ متری	فرعی انحرافی	۳/۷۸	۰/۵
۶۶	۱۷۰ متری	فرعی انحرافی	۲/۴۷	۰/۷
۶۷	۱۷۰ متری	فرعی انحرافی	۵/۸۷	۱
۶۸	۱۷۰ متری	فرعی انحرافی	۳/۱۴	۰/۴
۶۹	۱۷۰ متری	۲ (چاه یک)	۱۰/۲۳	۱/۲۵
۷۰	۱۷۰ متری	۲ (چاه یک)	۱۱/۲۶	۱/۳
۷۱	۱۷۰ متری	۲ (چاه یک)	۸/۵۱	۱/۹
۷۲	۱۷۰ متری	۲ (چاه یک)	۱۵/۶۷	۲/۲
۷۳	۱۷۰ متری	۲ (چاه دو)	۰/۴۲	۲
۷۴	۱۷۰ متری	۲ (چاه دو)	۰/۳۹	۱/۶
۷۵	۱۷۰ متری	۲ (چاه دو)	۰/۳۵	۰/۹
۷۶	۱۷۰ متری	۲ (چاه دو)	۰/۸	۰/۷
۷۷	۱۷۰ متری	۲ (چاه دو)	۱/۲۵	۰/۹
۷۸	۱۷۰ متری	۱ (چاه یک)	۳/۲۶	۱/۷
۷۹	۱۷۰ متری	۱ (چاه یک)	۶/۰۴	۰/۹
۸۰	۱۷۰ متری	۱ (چاه یک)	۶/۱۴	۰/۶

پیوست ج

جداول مورد استفاده در طبقه بندی مکانیک سنگی منطقه

جدول ج-۱- توصیه های نگهداری تونلهای سنگی (با قطر ۶ تا ۱۲ متر) در صورت استفاده از قابهای فولادی بر مبنای RQD [۳۳]

قابهای فولادی	روش تونلزنی	کیفیت سنگ
بدون نگهداری تا گاهگاهی نگهداری سبک، بار سنگ برابر است با B (0-0.2)	حفاری مکانیزه	عالی RQD>90
بدون نگهداری تا گاهگاهی نگهداری سبک، بار سنگ برابر است با B (0-0.3)	حفاری سنتی	
گاهگاهی نگهداری سبک تا نگهداری طبق طرح به فاصله ۵ الی ۶ فوت، بار سنگ B (0-0.4)	حفاری مکانیزه	خوب 75<RQD<90
نگهداری سبک به فاصله ۵ الی ۶ فوت، بار سنگ B (0.3-0.6)	حفاری سنتی	
نگهداری سبک تا متوسط به فاصله ۵ الی ۶ فوت ، بار سنگ B (0.4-1)	حفاری مکانیزه	متوسط 50<RQD<75
نگهداری سبک تا متوسط به فاصله ۴ الی ۵ فوت با یکدیگر، بار سنگ B (0.6-1.3)	حفاری سنتی	
نگهداری متوسط قوسی ، با فاصله ۳ الی ۴ فوت از یکدیگر، بار سنگ B (1.3-2.0)	حفاری مکانیزه	ضعیف 25<RQD<50
نگهداری متوسط یا سنگین به فاصله ۲ الی ۴ فوت از یکدیگر ، بار سنگ B (1.3-2)	حفاری سنتی	
نگهداری قوسی تا سنگینی به فاصله ۲ فوت از یکدیگر ، بار سنگ B (1.6-2.2)	حفاری مکانیزه	خیلی ضعیف RQD<25
نگهداری قوسی سنگین به فاصله ۲ فوت از یکدیگر، بار سنگ B (1.6-2.2)	حفاری سنتی	به استثنای فشارنده و آماسی
نگهداری قوسی خیلی سنگین به فاصله ۲ فوت از یکدیگر . بار سنگ تا ۲۵۰ فوت	حفاری مکانیزه	خیلی ضعیف
نگهداری قوسی خیلی سنگین به فاصله ۲ فوت از یکدیگر . بار سنگ تا ۲۵۰ فوت	حفاری سنتی	شامل زمینهای فشارنده و آماسی

جدول ج-۲- توصیه های نگهداری تونلهای سنگی (با قطر ۶ تا ۱۲ متر) در صورت استفاده از راک بولت یا شاتکریت بر مبنای RQD [۳۳]

کیفیت سنگ	روش تونل‌زنی	راک بولت	شاتکریت
عالی RQD>90	حفاری مکانیزه	فاقد تا استفاده گاهگذاری	بدون استفاده تا استفاده گاهگذاری- کاربرد موضعی
	حفاری سنتی	فاقد تا استفاده گاهگذاری	بدون استفاده تا استفاده گاهگذاری- کاربرد موضعی ۲ تا ۳ اینچ
خوب 75<RQD<90	حفاری مکانیزه	استفاده گاهگذاری تا طبق نقشه با فاصله ۵ الی ۶ فوت	بدون استفاده تا استفاده گاهگذاری- کاربرد موضعی ۲ تا ۳ اینچ
	حفاری سنتی	بر طبق نقشه به فاصله ۵ الی ۶ از یکدیگر	استفاده گاهگذاری با کاربرد موضعی به ضخامت ۲ تا ۳ اینچ
متوسط 50<RQD<75	حفاری مکانیزه	طبق نقشه به فاصله ۴ الی ۶ فوت از یکدیگر	در تاج تونل به ضخامت ۲ تا ۴ اینچ
	حفاری سنتی	طبق نقشه به فاصله ۳ الی ۵ فوت از یکدیگر	در تاج تونل و دیواره های تونل به ضخامت ۴ اینچ و بیشتر
ضعیف 25<RQD<50	حفاری مکانیزه	بر طبق نقشه به فاصله ۳ الی ۵ فوت از یکدیگر	روی تاج و اطراف به ضخامت ۱۶ اینچ و بیشتر به حالت ترکیبی با بولتها
	حفاری سنتی	بر طبق نقشه به فاصله ۲ الی ۴ فوت از یکدیگر	۶ اینچ و یا بیشتر روی تاج و اطراف - ترکیبی با بولتها
خیلی ضعیف RQD<25 به استثنای فشارنده و آماسی	حفاری مکانیزه	طبق نقشه به فاصله ۲ الی ۴ فوت از یکدیگر	۶ اینچ یا بیشتر در تمام مقطع ، ترکیبی با قابهای فولادی متوسط
	حفاری سنتی	طبق نقشه به فاصله ۳ فوت از یکدیگر	۶ اینچ یا بیشتر در تمام مقطع ، ترکیبی با قابهای فولادی متوسط تا سنگین
خیلی ضعیف شامل زمینهای فشارنده و آماسی	حفاری مکانیزه	طبق نقشه به فاصله ۲ الی ۳ فوت از یکدیگر	۶ اینچ یا بیشتر در تمام مقطع، ترکیبی با قابهای فولادی سنگین
	حفاری سنتی	طبق نقشه ۲ الی ۳ فوت از یکدیگر	۶ اینچ یا بیشتر در تمام مقطع، ترکیبی با قابهای فولادی سنگین

جدول ج-۳- پارامترهای طبقه بندی و امتیازاتشان [۳۳]

ردیفهای ارزش				پارامتر						
برای ارزشها آزمایش فشاری تک محوری ترجیح داده می شود				1-2 MPa	2-4 MPa	4-10 MPa	بزرگتر از 10MPa	اندیس مقاومت بار نقطه ای	مقاومت ماده سنگ یکپارچه	
کوچکتر از MPa	1-5 MPa	5-25 MPa	25-50 MPa	50-100 MPa	100-250 MPa	بزرگتر از 250MPa	مقاومت فشاری تک محوری			
۰	۱	۲	۴	۷	۱۲	۱۵	امتیاز			
کوچکتر از 25%				25-50%	50-75%	75-90%	90-100%	کیفیت مغزه حفاری RQD		
۳				۸	۱۳	۱۷	۲۰	امتیاز		
کوچکتر از ۶۰ میلیمتر				60-200mm	200-600mm	0.6-2m	بزرگتر از 2 متر	فاصله ناپیوستگیها		
۵				۸	۱۰	۱۵	۲۰	امتیاز		
ضخامت پرشدگی بیش از 5mm یا جدایش بزرگتر از 5mm پیوسته				سطوح جانبی صاف یا پرشدگی کمتر از 5mm یا جدایش 1-5mm پیوسته	سطوح نسبتاً زبر، جدایش کوچکتر از 1mm، دیواره ها شدیداً هوازده	سطوح نسبتاً زبر، جدایش کوچکتر از 1mm، دیواره ها کمی هوازده	سطوح خیلی زبر، فاقد پیوستگی، فاقد جدایش، سنگ دیواره غیر هوازده	وضعیت ناپیوستگیها		
۰				۱۰	۲۰	۲۵	۳۰	امتیاز		
>125				25-125	10-25	<10	بدون آب	جریان ورودی آب در هر ۱۰ متر طول تونل (لیتر بر متر)		
>0.15				0.12-0.15	0.1-0.12	<0.1	۰	نسبت فشار آب درزه به تنش اصلی بزرگتر		
جریان آب				چکیدن آب	خیس	مرطوب	کاملاً خشک	شرایط عمومی		
۰				۴	۷	۱۰	۱۵	امتیاز		

جدول ج-۴- تعدیل امتیاز بخاطر جهات ناپیوستگی [۳۳]

امتیازات و شیب جهات درزه ها					
خیلی مطلوب	مطلوب	نسبتاً خوب	نا مطلوب	خیلی نامطلوب	امتیازات
۰	-۲	-۵	-۱۰	-۱۲	تونلها
۰	-۲	-۷	-۱۵	-۲۵	فونداسیون
۰	-۵	-۲۵	-۵۰	-۶۰	دامنه ها

جدول ج-۵- طبقه بندی توده سنگ بر اساس جمع امتیازات بدست آمده [۳۳]

امتیازات	۸۱-۱۰۰	۶۱-۸۰	۴۱-۶۰	۲۱-۴۰	کوچکتر از ۲۰
طبقه (کلاس)	۱	۲	۳	۴	۵
شرح	سنگ خیلی خوب	سنگ خوب	سنگ متوسط	سنگ ضعیف	سنگ خیلی ضعیف

جدول ج-۶- معنی کلاس های توده سنگ [۳۳]

شماره کلاس	۱	۲	۳	۴	۵
متوسط زمان پابرجایی	۱۰ سال برای دهانه ۱۵ متری	۷ ماه برای دهانه ۸ متری	۱ هفته برای دهانه ۵ متری	۱۰ ساعت برای دهانه ۲/۵ متری	۳۰ دقیقه برای دهانه ۱ متری
چسبندگی توده سنگ	بزرگتر از 400KPa	300-400 KPa	200-300 KPa	100-200 KPa	کوچکتر از 100KPa
زاویه اصطکاک توده سنگ	بزرگتر از ۴۵ درجه	۳۵-۴۵	۲۵-۳۵	۱۵-۲۵	کوچکتر از ۱۵ درجه

جدول ج-۷- اثر جهات شیب و امتداد ناپیوستگی در تونلزنی [۳۳]

امتیاز عمود بر محور تونل			
حفاری در جهت شیب		حفاری در خلاف جهت شیب	
شیب ۴۵-۹۰	شیب ۲۰-۴۵	شیب ۴۵-۹۰	شیب ۲۰-۴۵
خیلی مطلوب	مطلوب	نسبتاً خوب	نامطلوب
امتیاز موازی با محور تونل		بدون توجه به امتداد	
شیب ۲۰-۴۵	شیب ۴۵-۹۰	شیب ۰-۲۰	نسبتاً خوب
نسبتاً خوب	خیلی نامطلوب		

جدول ج-۸- اندیس های مربوط به تعداد دسته درزه ها [۳۳]

Jn	تعداد دسته درزه ها
۰/۵-۱/۵	بدون درزه
۲ (در صورت وجود درزه های اتفاقی ۳)	یک مجموعه درزه
۴ (در صورت وجود درزه های اتفاقی ۶)	دو مجموعه درزه
۹ (در صورت وجود درزه های اتفاقی ۱۲)	سه مجموعه درزه
۱۵	چهار مجموعه درزه همراه درزه های اتفاقی
۲۰	خرد شده

جدول ج-۹- اندیس های مربوط به هر یک از دسته بندی های درزه ها [۳۳]

اندیس زبری	کلاس و مشخصات سطح	اندیس زبری	کلاس و مشخصات سطح
۱/۵	مواج آینه ای	۴	پلکانی زبر
۱/۵	مسطح زبر	۴	پلکانی صاف
۱	مسطح صاف	۴	پلکانی آینه ای
۰/۵	مسطح آینه ای	۳	مواج زبر
		۲	مواج صاف

جدول ج-۱۰- اندیس Ja یا هوازدگی ضعیفترین درزه [۳۳]

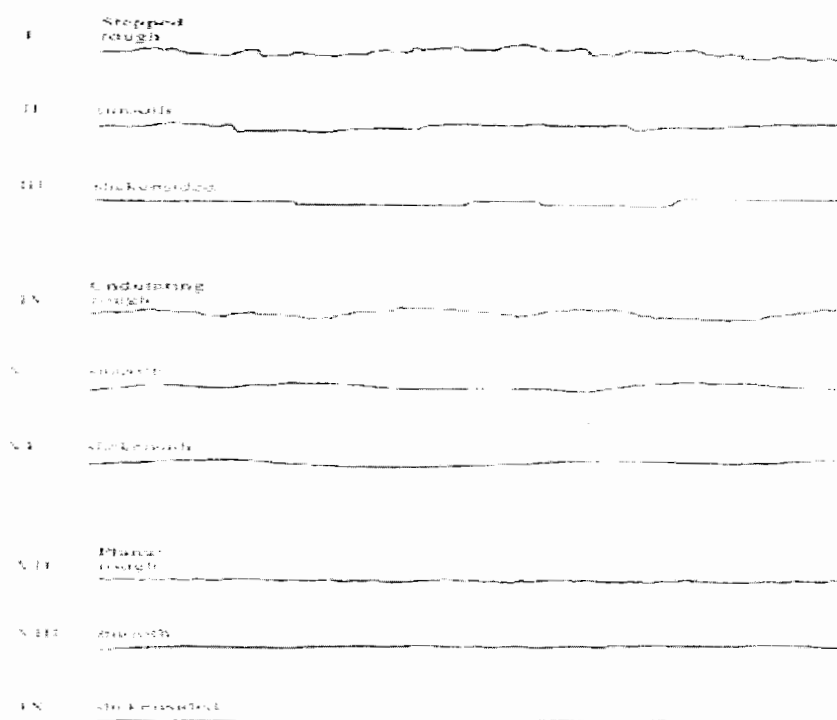
امتیاز	مشخصات هوازدگی درزه
۰/۷۵	درزه از مواد سخت و جوش خورده ناتروا مانند کوارتز و اپیدوت پر شده
۱	سطح درزه آثار جزئی هوازدگی را نشان می دهد
۲	کمی هوازده شامل محصولات هوازدگی نظیر سنگ تجزیه شده بدون رس
۴	حاوی محصولات هوازدگی از کانی های رسی و مقادیر کم رس های آماسی
۸	حاوی محصولات هوازدگی از کانی های رسی آماسی (مونتموریونیت) با ضخامت کمتر از 5mm
۱۰-۲۰	حاوی محصولات هوازدگی از کانی های رسی بصورت باندهای ضخیم

جدول ج-۱۱- امتیاز وضعیت آب منطقه [۳۳]

Jw	وضعیت آب منطقه
۱	خشک
۰/۶۶	جریان با فشار متوسط آب که منجر به شسته شدن مواد پر کننده درزه بطور موضعی می باشد.
۰/۵	جریان زیاد آب درزه های فاقد مواد پر کننده
۰/۳	جریان زیاد آب که باعث شسته شدن قابل ملاحظه مواد پر کننده می شود
۰/۱-۰/۲	جریان زیاد و موقتی که بطور استثنایی بعد از عملیات آتشفشانی ایجاد می شود
۰/۰۵-۰/۱	جریان آب زیاد و دائمی که بطور استثنایی بعد از عملیات آتشفشانی ایجاد می شود.

جدول ج-۱۲- امتیاز وضعیت SRF [۳۳]

SRF	شرح
۰/۵-۲/۵	سنگهای مستحکم در محیط های با تنش های مختلف و در اعماق متفاوت
۵-۲۰	سنگهای مستحکم که بطور خودبخود دچار انفجار می شوند.
۲/۵-۱۰	تونل به زون ضعیف می رسد بسته به شدت شکستگیها و وجود یا عدم وجود مواد رسی و تجزیه شده
۵-۲۰	محیط شامل سنگهای فشارنده و آماسی است



شکل ج-۱ - دسته بندی درزه ها - مقیاس قائم و افقی یکسان است [۳۳]

پوست د

برنامه انتخاب روش استخراج مناسب با تکنیک AHP و MADM

و نتایج آن

```

%This program used for determining optimum exteration method of Galeh zari
deposit
#####%
#####%
%Weight of criterias
=====
=====

(١ %thickness
thi=[1,1/9,1/6;
;٩,١,٢
;[٢,١/٦,١
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigthi=((thi^k)*e)/(e*(thi^k)*e;('
end;
weigthi ;% Weight of Thickness

bbbb=thi*weigthi;
landathi=bbbb./weigthi;
landamaxthi=max(landathi;(
consistencyindexthi=(landamaxthi-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiothi=consistencyindexthi/Randomconsistencyindex;
=====
=====

(٢ %Dip
dip=[1,1,1;
;١,١,١
;[١,١,١
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigddip=((dip^k)*e)/(e*(dip^k)*e;('
end;
weigddip ;% Weight of Dip
bbbb=dip*weigddip;
landadip=bbbb./weigddip;
landamaxdip=max(landadip;(
consistencyindexdip=(landamaxdip-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiodip=consistencyindexdip/Randomconsistencyindex;
=====
=====

(٣ %shape
shape=[1,1,1;
;١,١,١
;[١,١,١
%Eig Vectore=
e=[1 1 1; [

```

```

for k=0:150;
    weigshape=((shape^k)*e)/(e*(shape^k)*e;('
end;
weigshape ;% Weight of shape
bbbb=shape*weigshape;
landashape=bbbb./weigshape;
landamaxshape=max(landashape;(
consistencyindexshape=(landamaxshape-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratioshape=consistencyindexshape/Randomconsistencyindex;
=====
(ϣ %strength of ore
so=[1,1,6;
;1,1,ϕ
;[ϕ,1/ϕ,1/1
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigso=((so^k)*e)/(e*(so^k)*e;('
end;
weigso ;% Weight of ore Strength
bbbb=so*weigso;
landaso=bbbb./weigso
landamaxso=max(landaso;(
consistencyindexso=(landamaxso-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratioaso=consistencyindexso/Randomconsistencyindex;
=====
(Δ %strength of hangwall
shw=[1,1/3,3;
;ϕ,1,ϕ
;[ϕ,1/ϕ,1/1
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigshw=((shw^k)*e)/(e*(shw^k)*e;('
end;
weigshw ;% Weight of hangwall sterngh
bbbb=shw*weigshw;
landashw=bbbb./weigshw;
landamaxshw=max(landashw;(
consistencyindexshw=(landamaxshw-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratioshw=consistencyindexshw/Randomconsistencyindex;
=====
(ϕ %strength of footwall
sfw=[1,1,6;

```

```

);),,
;[/,/,/
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigsfw=((sfw^k)*e)/(e*(sfw^k)*e;('
end;
weigsfw ;% Weight of footwall strength
bbbb=sfw*weigsfw;
landasfw=bbbb./weigsfw;
landamaxfw=max(landasfw;(
consistencyindexsfw=(landamaxfw-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiosfw=consistencyindexsfw/Randomconsistencyindex;
=====
(∨ %RMR for ore
rmro=[1,1,6;
);),,
;[/,/,/
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigrmro=((rmro^k)*e)/(e*(rmro^k)*e;('
end;
weigrmro ;% Weight of ore RMR
bbbb=rmro*weigrmro;
landarmro=bbbb./weigrmro;
landamaxrmro=max(landarmro;(
consistencyindexrmro=(landamaxrmro-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiormro=consistencyindexrmro/Randomconsistencyindex;
=====
(∧ %RMR for hangwall
rmrh=[1,1/3,3;
);),,
;[/,/,/
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigrmrhw=((rmrh^k)*e)/(e*(rmrh^k)*e;('
end;
weigrmrhw ;% Weight of Hangwall RMR
bbbb=rmrh*weigrmrhw;
landarmrh=bbbb./weigrmrhw;
landamaxrmrh=max(landarmrh;(
consistencyindexrmrh=(landamaxrmrh-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiormrh=consistencyindexrmrh/Randomconsistencyindex;
=====

```

```

=====
(۹ %RMR for footwall
rmrfw=[1,1,3;
;۱,۱,۳
;[۳,۱/۳,۱/۱
% Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigrmrfw=((rmrfw^k)*e)/(e*(rmrfw^k)*e;('
end;
weigrmrfw ;% Weight of Footwall RMR
bbbb=rmrfw*weigrmrfw;
landarmrfw=bbbb./weigrmrfw
landamaxrmrfw=max(landarmrfw;(
consistencyindexrmrfw=(landamaxrmrfw-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiormrfw=consistencyindexrmrfw/Randomconsistencyindex;
=====
(۱۰ %Depth
depth=[1,1,3
;۱,۱,۳
;[۳,۱/۳,۱/۱
% Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weigdepth=((depth^k)*e)/(e*(depth^k)*e;('
end;
weigdepth ;% Weight of Depth
bbbb=depth*weigdepth;
landadepth=bbbb./weigdepth;
landamaxdepth=max(landadepth;(
consistencyindexdepth=(landamaxdepth-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiodepth=consistencyindexdepth/Randomconsistencyindex;
=====
(۱۱ %Grade distribution
gra=[1,2,1
;۲/۲,۱,۱/۱
;[۱,۲,۱
% Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weiggra=((gra^k)*e)/(e*(gra^k)*e;('
end;
weiggra ;% Weight of grade distribution
bbbb=gra*weiggra;
landagra=bbbb./weiggra;
=====

```

```

landamaxgra=max(landagra;(
consistencyindexgra=(landamaxgra-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiogra=consistencyindexgra/Randomconsistencyindex;
=====
(۱۲ %hemogenety
hemo=[1,1/3,1/6;
;۳/۳,۱,۱
;[۶,۳,۱
%Eig Vector
e=[1 1 1; [
for k=0:150;
    weighhemo=((hemo^k)*e')/(e*(hemo^k)*e('
end;
weighemo ;% Weight of hemogenety
bbbb=hemo*weighemo;
landahemo=bbbb./weighemo;
landamaxhemo=max(landahemo;(
consistencyindexhemo=(landamaxhemo-3)/2;
Randomconsistencyindex=1.98*(3-2)/3;
consistencyratiohemo=consistencyindexhemo/Randomconsistencyindex;

##### %result for weight of criteria

resulteig=[weigthi,weigdip,weigshape,weigso,weigshw,weigsfw,weigrmro,weigrmrh
w,weigrmrfw,weigdepth,weiggra,weighemo;[
landamaxcriteria=[landamaxthi,landamaxdip,landamaxshape,landamaxso,landamaxsh
w,landamaxsfw,landamaxrmro,landamaxrmrhw,landamaxrmrfw,landamaxdepth,landa
maxgra,landamaxhemo;[
consistencyindex=[consistencyindexthi,consistencyindexdip,consistencyindexshape,c
onsistencyindexso,consistencyindexshw,consistencyindexsfw,consistencyindexrmro,c
onsistencyindexrmrhw,consistencyindexrmrfw,consistencyindexdepth,consistencyind
exgra,consistencyindexhemo;[
Randomconsistencyindexcriteria=[Randomconsistencyindex,Randomconsistencyinde
x,Randomconsistencyindex,Randomconsistencyindex,Randomconsistencyindex,Rand
omconsistencyindex,Randomconsistencyindex,Randomconsistencyindex,Randomcon
sistencyindex,Randomconsistencyindex,Randomconsistencyindex,Randomconsistenc
yindex;[
consistencyratiocriteria=[consistencyratiothi,consistencyratioidip,consistencyratioshap
e,consistencyratioso,consistencyratioshw,consistencyratiosfw,consistencyratiormro,co
nsistencyratiormrhw,consistencyratiormrfw,consistencyratiodepth,consistencyratiogra
,consistencyratiohemo;[
#####%
#####

criteria=[1,1,1,1,2,4,1,2,4,1,2,4,1,2;
;۱,۱,۱,۱,۱,۲,۴,۱,۲,۴,۴,۱,۲
;۱,۱,۱,۱,۱,۲,۴,۱,۲,۴,۴,۱,۲
;۱,۱,۱,۱,۱,۲,۴,۱,۲,۴,۴,۱,۲

```

```

;۲۰۱/۲۰۱۰۲۰۲۰۱/۲۰۱۰۲۰۱/۲۰۱/۲۰۱/۲۰۱/۱
;۲/۴۰۱/۲۰۱۰۱۰۱/۴۰۱/۲۰۱۰۱/۴۰۱/۴۰۱/۴۰۱/۱
;۱۰۱۰۱۰۲۰۴۰۱۰۲۰۴۰۱۰۲
;۲۰۱/۲۰۱۰۲۰۲۰۱/۲۰۱۰۲۰۱/۲۰۱/۲۰۱/۲۰۱/۱
;۲/۴۰۱/۲۰۱۰۱۰۱/۴۰۱/۲۰۱۰۱/۴۰۱/۴۰۱/۴۰۱/۱
;۲/۴۰۱/۲۰۱۰۱۰۱/۴۰۱/۲۰۱۰۱/۴۰۱/۴۰۱/۴۰۱/۱
;۱۰۱۰۱۰۲۰۴۰۱۰۲۰۴۰۱۰۲
;[۲۰۱/۲۰۱۰۲۰۲۰۱/۲۰۱۰۲۰۱/۲۰۱/۲۰۱/۲۰۱/۱
%Eig Vector
e=[1 1 1 1 1 1 1 1 1 1 1]; [
for k=0:150
    weigcriteria=((criteria^k)*e)/(e*(criteria^k)*e;'
end;
weigcriteria ;% weight for criteria
bbbb=criteria*weigcriteria;
landagoal=bbbb./weigcriteria;
landamaxgoal=max(landagoal;(
consistencyindexgoal=(landamaxgoal-12)/11;
Randomconsistencyindexgoal=1.98*(12-2)/12;
consistencyratiogoal=consistencyindexgoal/Randomconsistencyindex;
*****%
*****
%Eig vector method
resulteig=[weigthi, weigdip, weigshape, weigso, weigshw, weigsfw, weigrmro, weigrmrh
w, weigrmrfw, weigdepth, weiggra, weighemo[
weigcriteria
weigfinal=resulteig*weigcriteria
consistencyindexave=1*consistencyindexgoal+consistencyindex*weigcriteria;
Randomconsistencyindexave=1*Randomconsistencyindexgoal+Randomconsistencyi
ndexcriteria*weigcriteria;
consistencyratiototal=consistencyindexave/Randomconsistencyindexave;
#####%
#####
#####%
#####
%Fuzzy
#####%
#####
resulteig; % 3*12
weigcriteria; %12*1
fff=weigcriteria;'
[m,n]=size(resulteig(
for i=1:m
    for j=1:n
        w(i,j)=resulteig(i,j)^fff(1,j);(
    end
end
end
w
b=min(w('
a=max(b(

```

AHP=====

```

=====
resulteig =
          thi      dip      shape      RSSo      RSSHw      ESSFW
0.0611  0.3333  0.3333  0.4615  0.2499  0.4615
0.6056  0.3333  0.3333  0.4615  0.6548  0.4615
0.3333  0.3333  0.3333  0.0769  0.0953  0.0769
landamax 3.0092  3.0000  3.0000  3.0000  3.0183  3.0000

onsistencyindex 0.0046 -0.0000 -0.0000 0.0000 0.0091 0.0000

Randomconsistency 0.6600 0.6600 0.6600 0.6600 0.6600 0.6600
indexcriteria =

```

```

.....
resulteig =
          RMRO      RMRHW      RMRFW      DEPTH      GRADE      HEMOG.
0.4615  0.2499  0.4286  0.4286  0.4000  0.0953
0.4615  0.6548  0.4286  0.4286  0.2000  0.2499
0.0769  0.0953  0.1429  0.1429  0.4000  0.6548
landamax 3.0000  3.0183  3.0000  3.0000  3.0000  3.0183

onsistencyindex 0.0000 0.0091 0 0 0.0000 0.0091

Randomconsistency 0.6600 0.6600 0.6600 0.6600 0.6600 0.6600
indexcriteria =

```

```

.....
weigcriteria =

```

```

0.1212
0.1212
0.1212
0.1212
0.0606
0.0303
0.1212
0.0606
0.0303
0.0303
0.1212
0.0606

```

```

landamaxgoal = 12.0000
consistencyindexgoal = -3.2297e-016
Randomconsistencyindexgoal = 1.6500

```

```

onsistencyindexave = 0.0022

```


Randomconsistencyindexave = 2.3100

consistencyratiototal = 9.6143e-004

weigfinal =

0.3246

0.4248

0.2506

FUZZY

w =

0.7127 0.8753 0.8753 0.9105 0.9194 0.9768

0.9410 0.8753 0.8753 0.9105 0.9747 0.9768

0.8753 0.8753 0.8753 0.7328 0.8672 0.9252

0.9105 0.9194 0.9747 0.9747 0.8949 0.8672

0.9105 0.9747 0.9747 0.9747 0.8228 0.9194

0.7328 0.8672 0.9427 0.9427 0.8949 0.9747

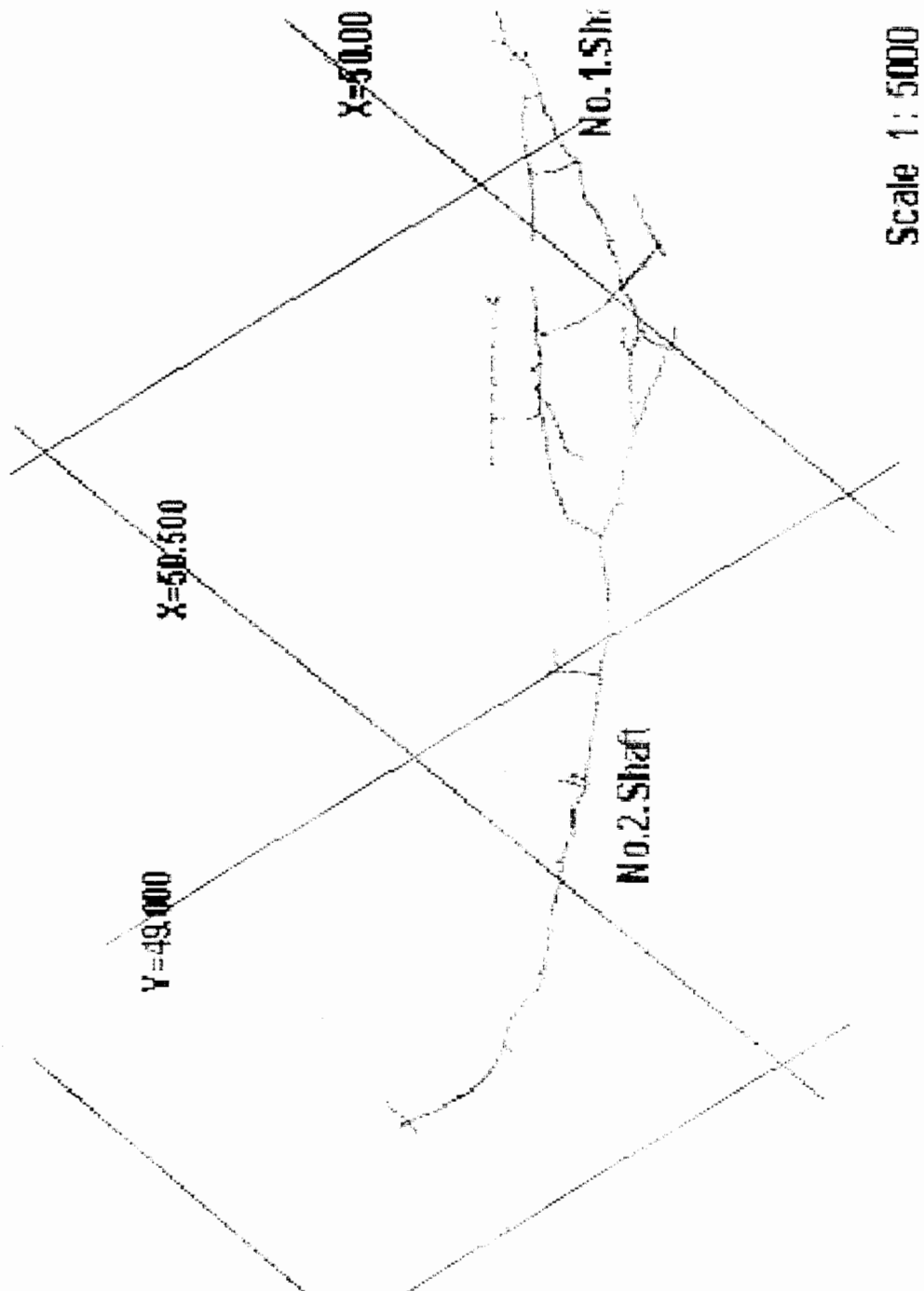
b= 0.7127 0.8228 0.7328

a= 0.8228

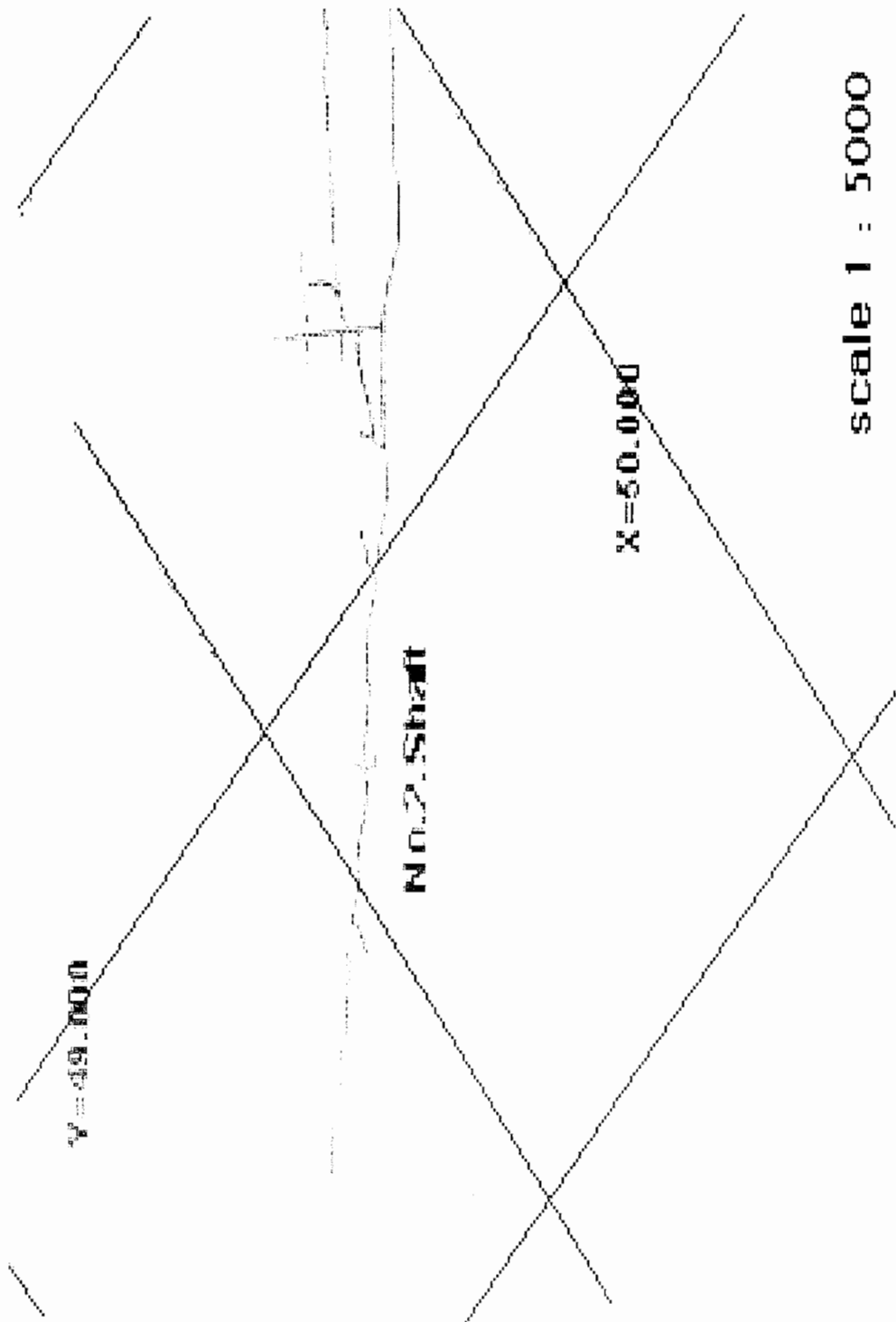
پیوست ه

- مقطع عرضی و دید از بالای چاههای معدن قلعه زری در افق های مختلف

- جانمایی کارگاههای استخراج تعطیل شده در افق های مختلف

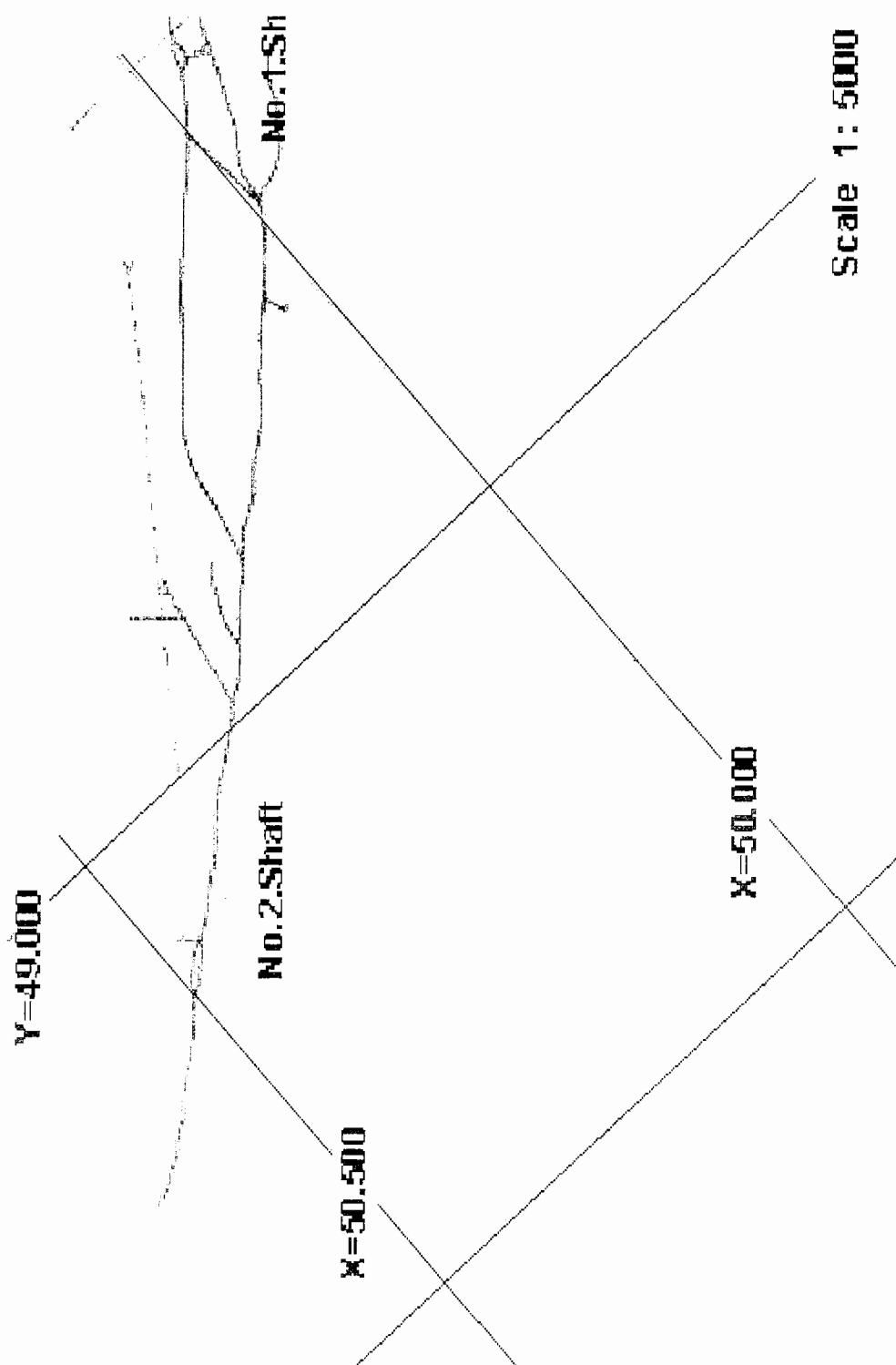


شکل ه-۱- پلان ۷۰ متری محدوده چاههای ۱ و ۲ معدن مس قلعه زری [۱]

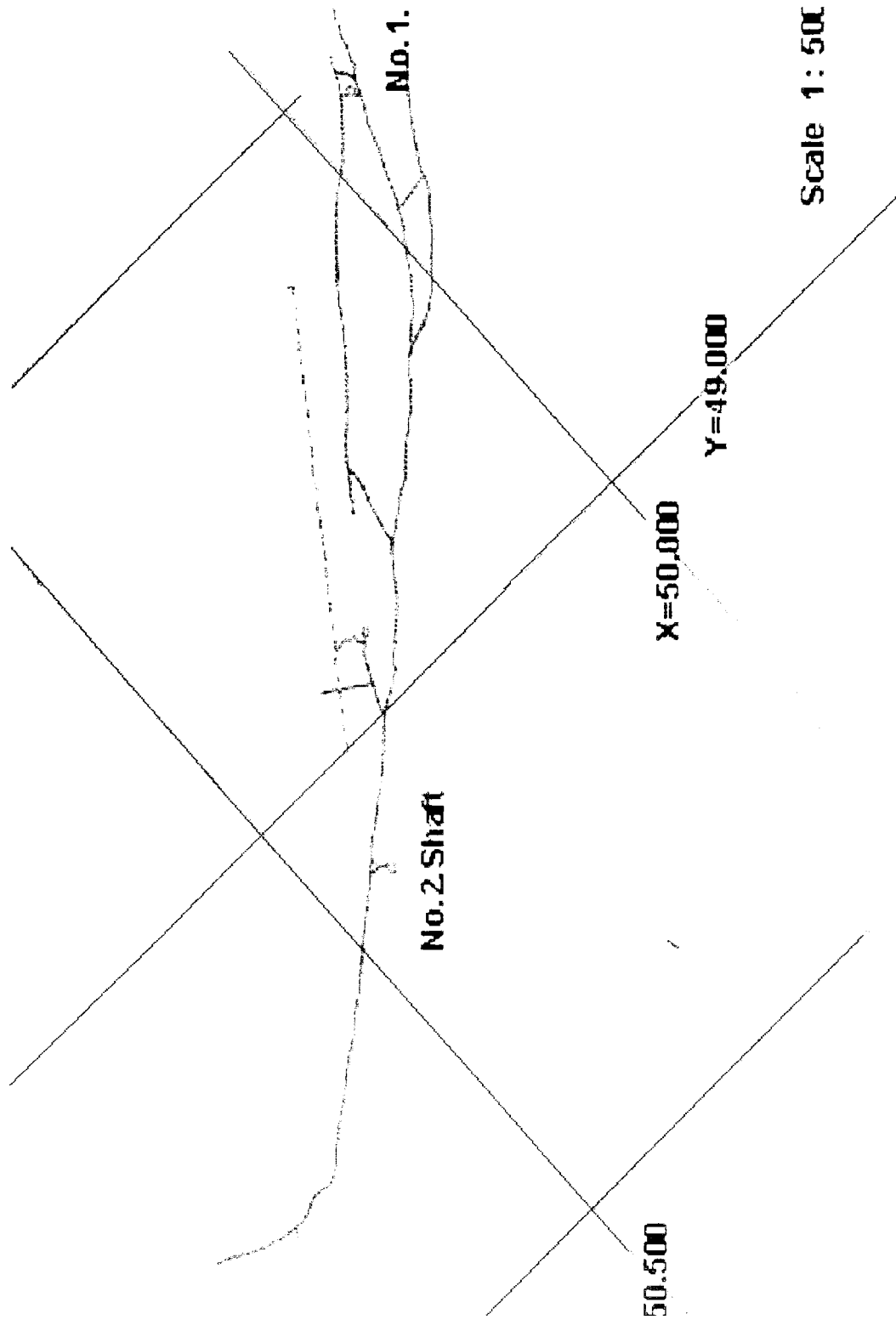


scale 1 : 5000

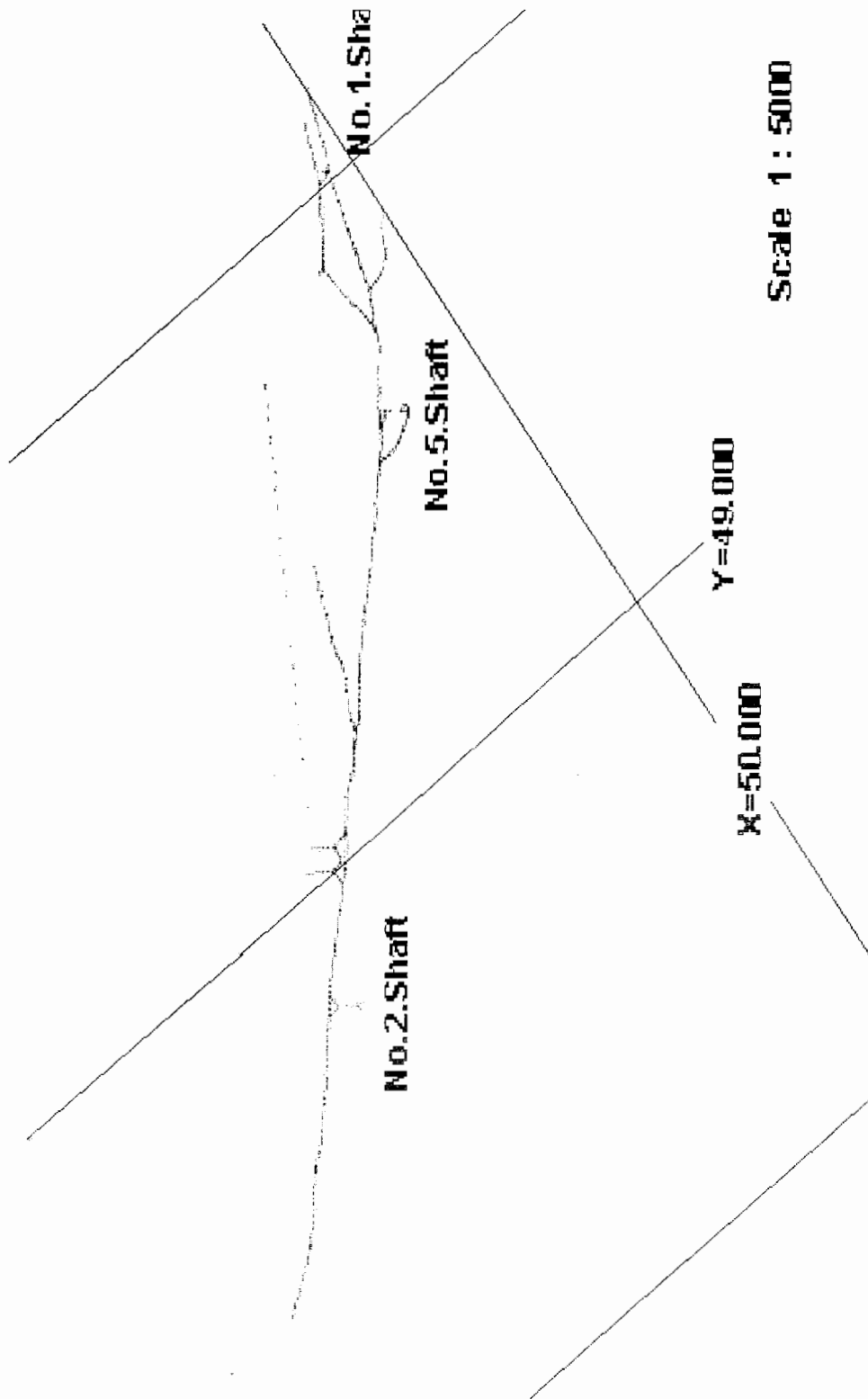
شکل ه-۲- پلان ۱۰۰ متری محدوده چاه ۲ معدن مس قلعه زری [۱]



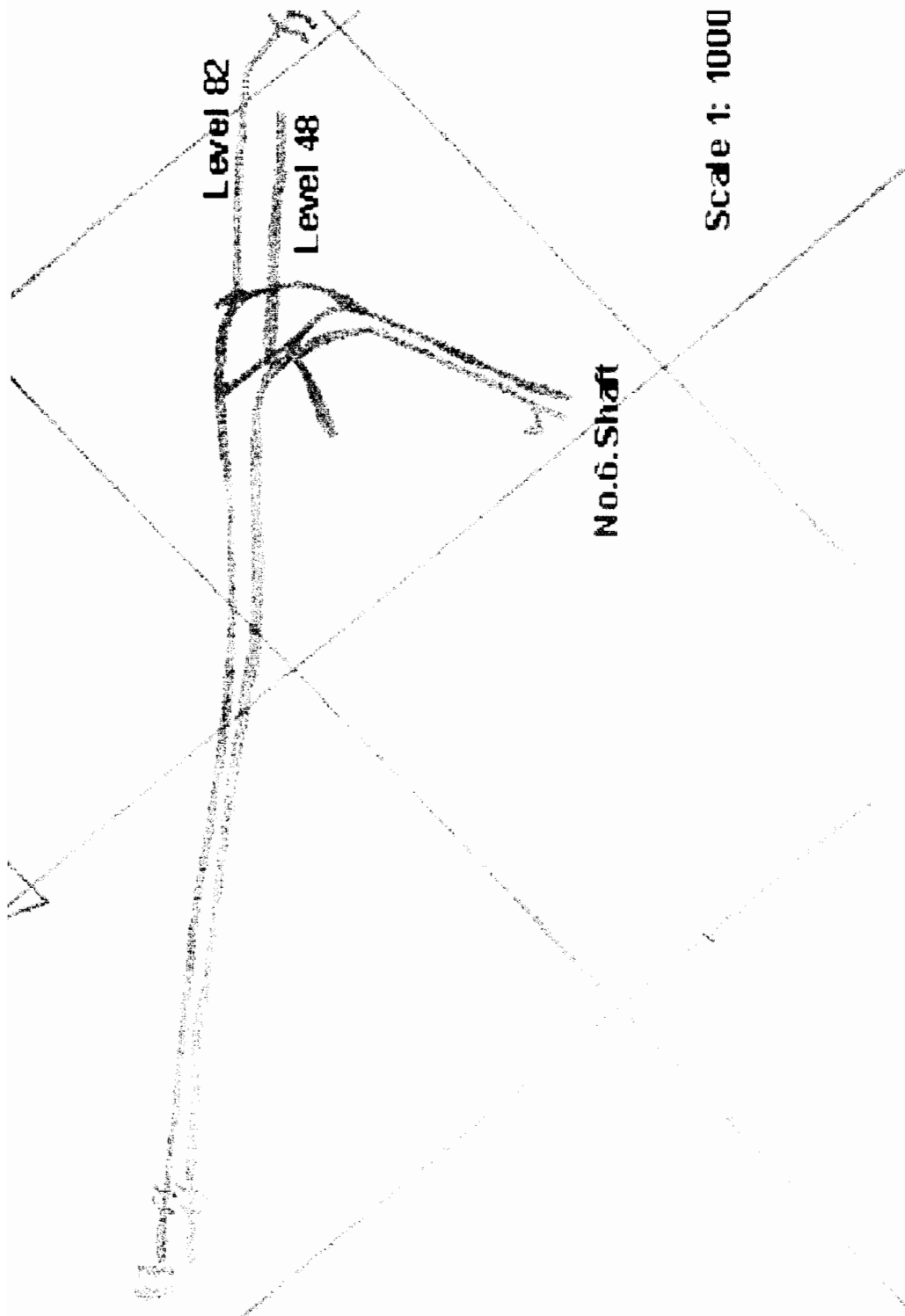
شکل ه-۳- پلان ۱۳۵ متری محدوده چاههای ۱ و ۲ معدن مس قلعه زری [۱]



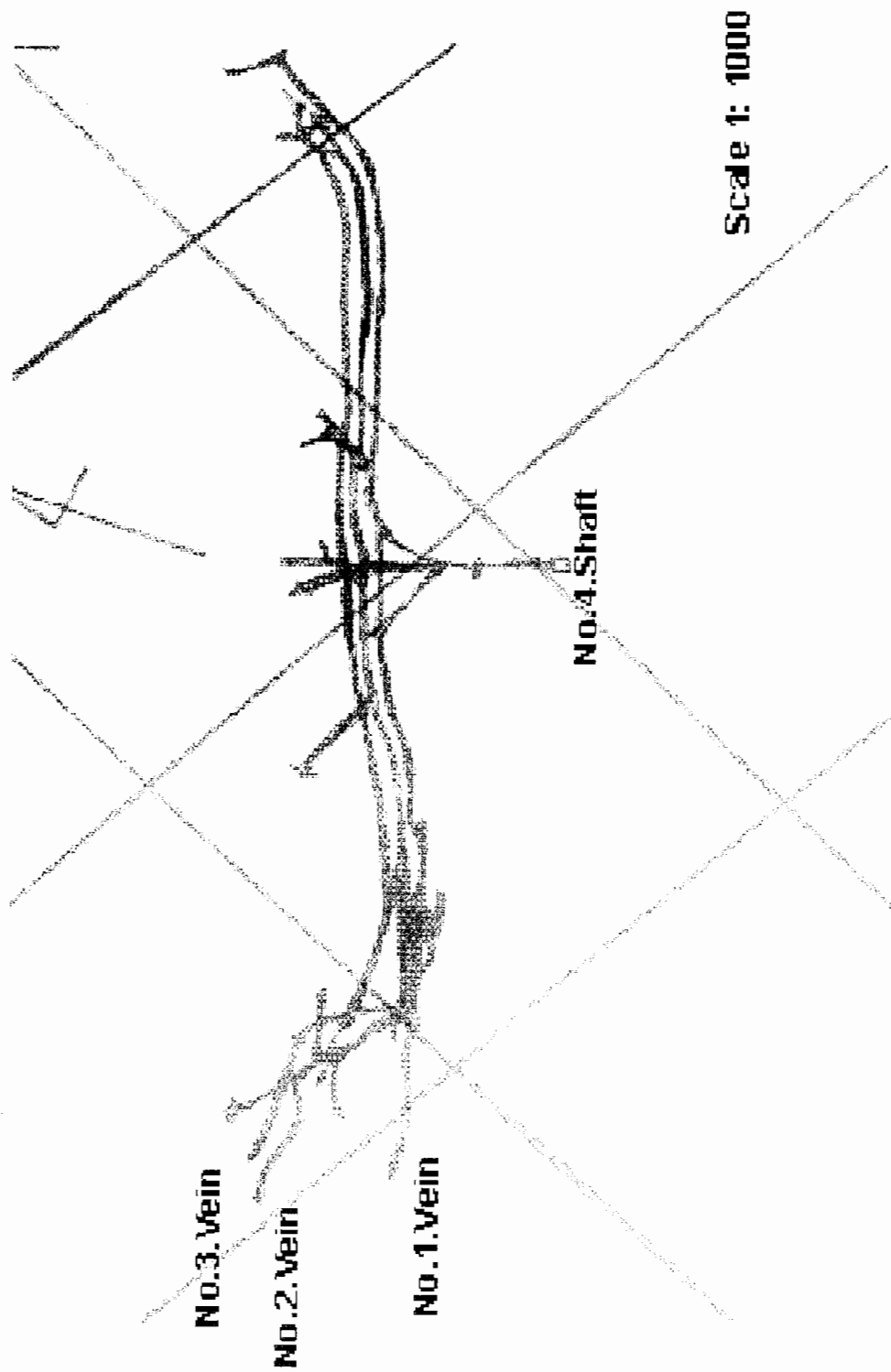
شکل ه-۴- پلان ۱۷۰ متری محدوده چاههای ۱ و ۲ معدن مس قلعه زری [۱]



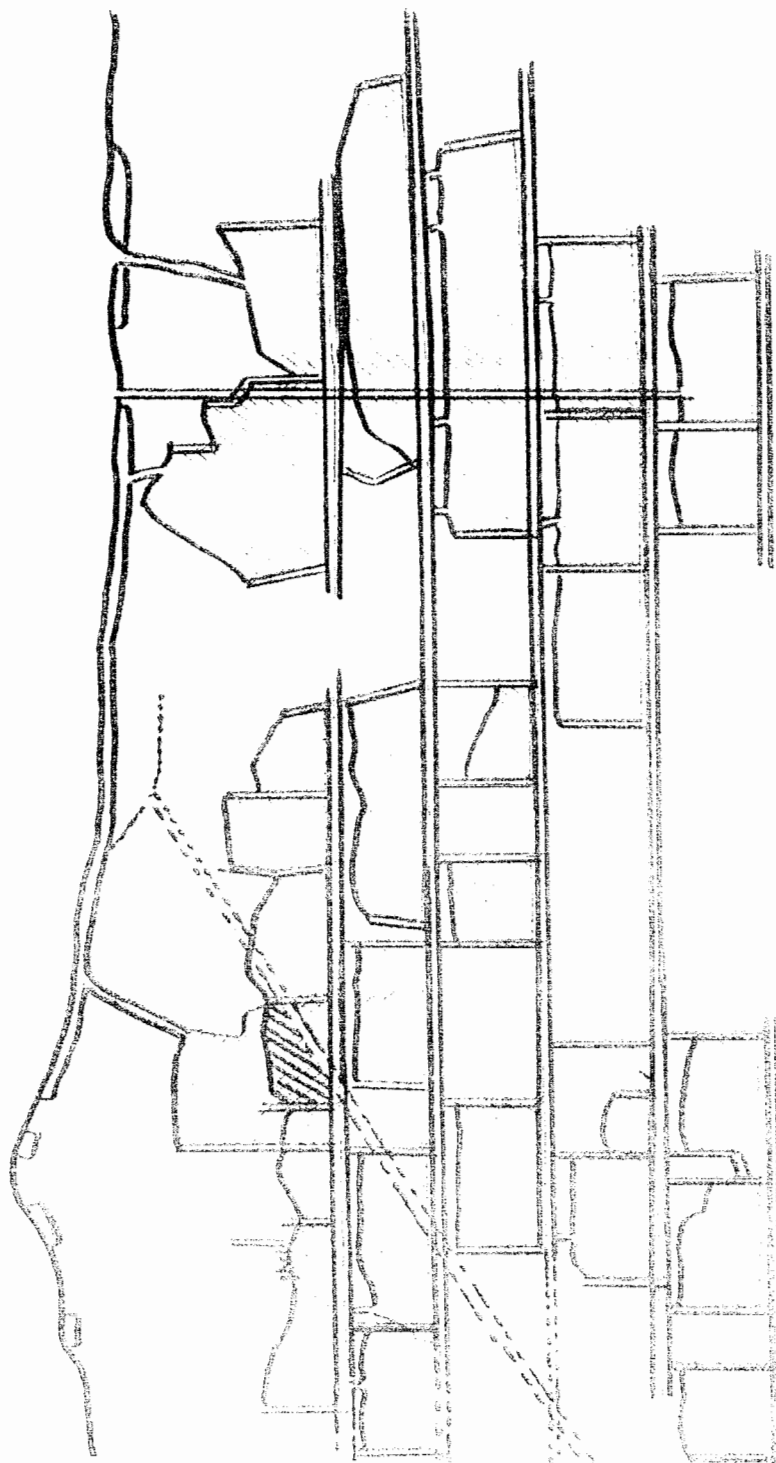
شکل ه-۵- پلان ۲۰۵ متری محدوده چاههای ۲ و ۵ معدن مس قلعه زری [۱]



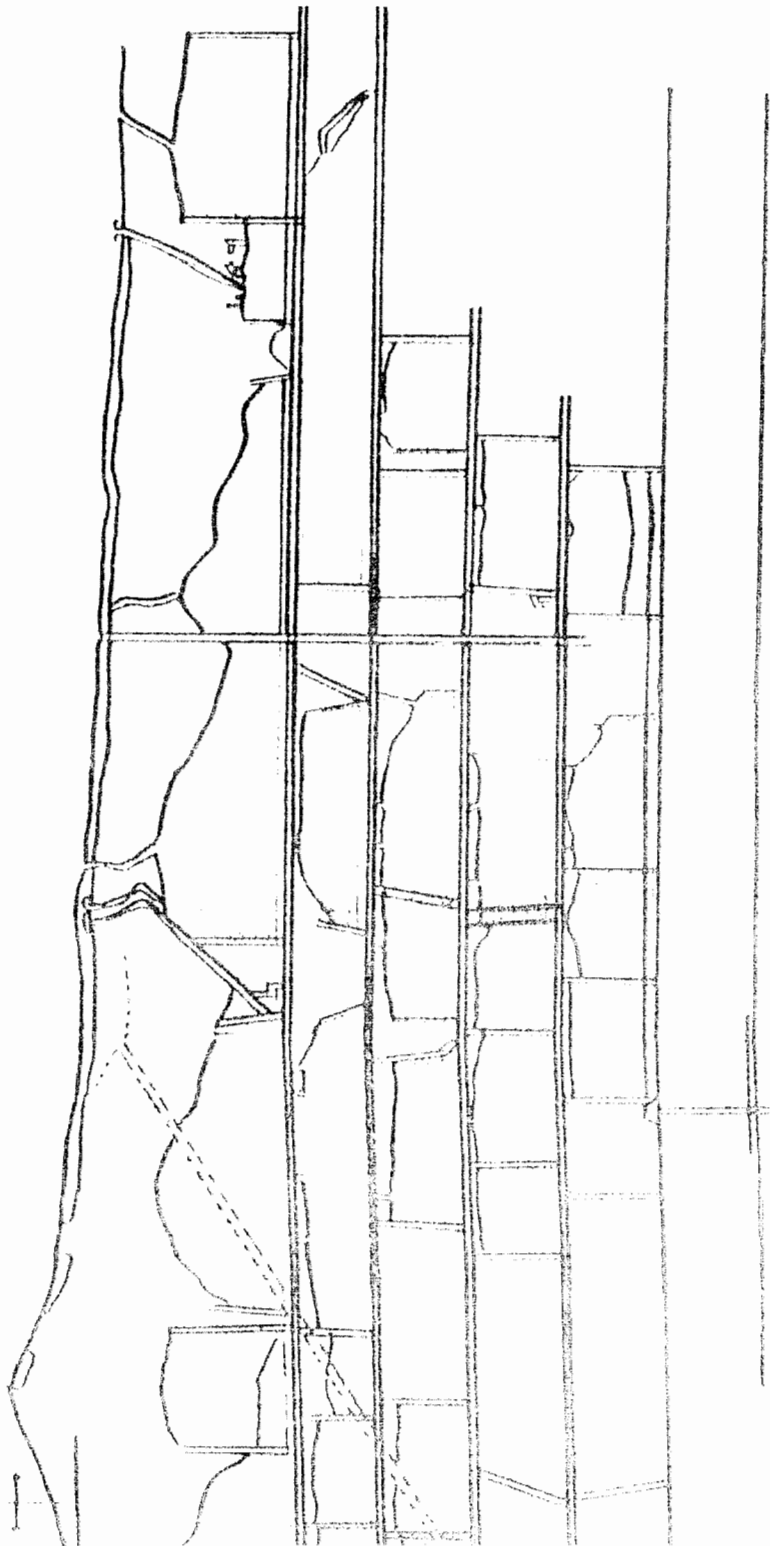
شکل ه-۶- پلان چاه شماره ۶ معدن مس قلعه زری [۱]



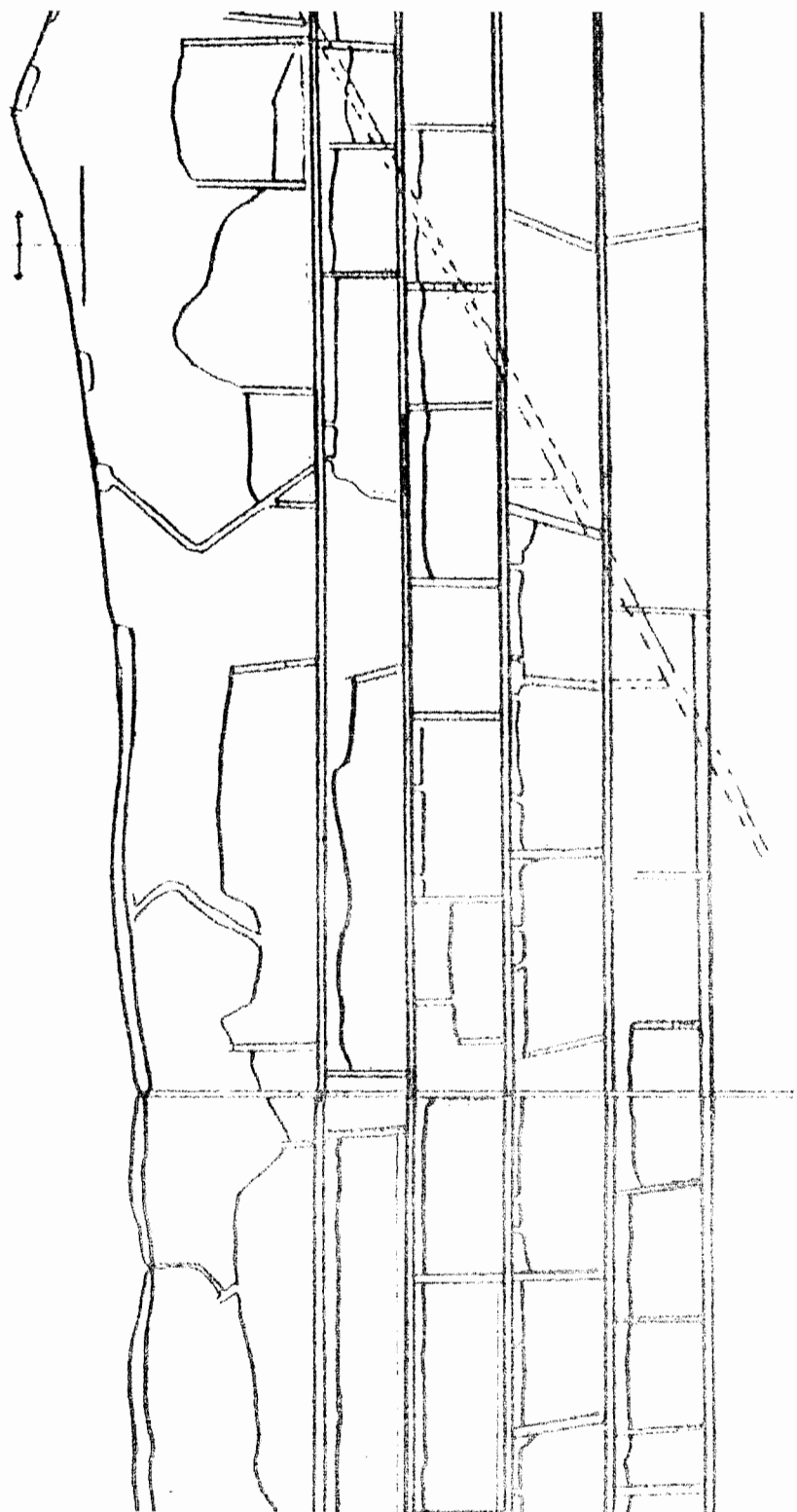
شکل ه-۷- پلان چاه شماره ۴ معدن مس قلعه زری [۱]



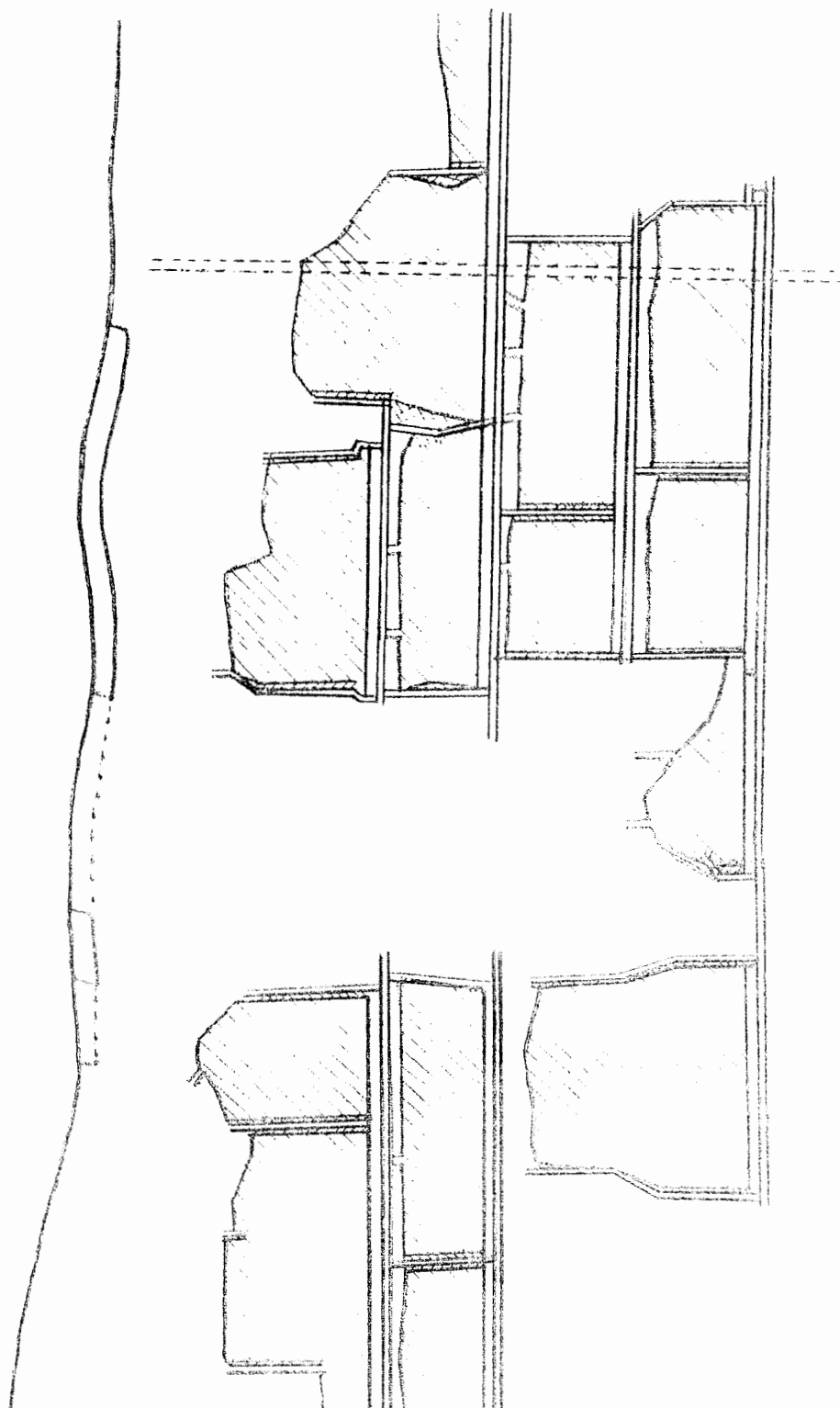
شکل ه-۸- جانمایی کارگاههای استخراج تعطیل شده رگه شماره ۱ کانسار مس قلعه زری [۱]



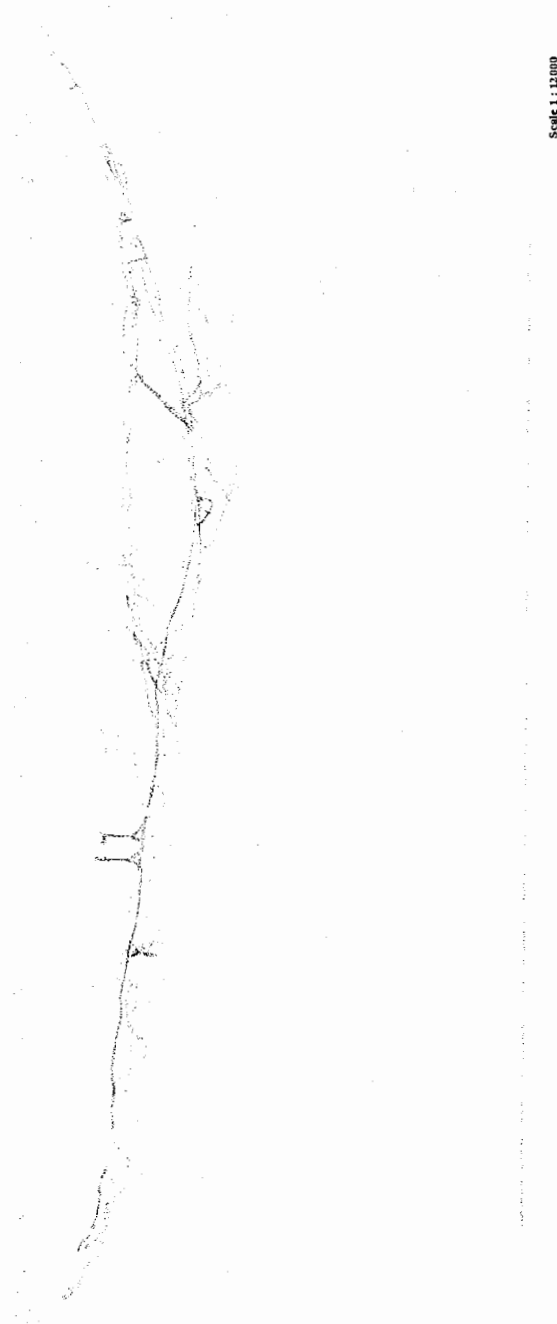
شکل ه-۹- جانمایی کارگاههای استخراج تعطیل شده رگه شماره ۲ کانسار مس قلعه زری [۱]



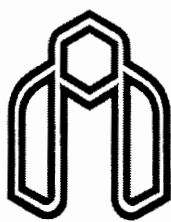
ادامه شکل ۵-۹- جانمایی کارگاههای استخراج تعطیل شده رگه شماره ۲ کانسار مس قلعه زری [۱]



شکل ۵-۱۰- جانمایی کارگاههای استخراج تعطیل شده رگه شماره ۳ کانسار مس قلعه زری [۱]



شکل ه-۱۱- مقطع عرضی و دید از بالای محدوده چاههای ۲، ۱ و ۵ کاتسار مس قلعه زری [۱]



دانشگاه صنعتی شاهرود

Shahrood University of Technology

Faculty of Mining Engineering and Geophysics

Mining Method Selection and Stope Design at Ghale-Zari Copper Mine of Birjand

*This thesis submitted in part fulfillment of the degree of Master of Engineering in
Mining exploitation*

By:

H. Jahanshahi

Supervisors:

Dr. R. Kakaie

Dr. M. Ataie

Consultant:

M. Javanshir

Decemberr 2004

Abstract

One of the most important and complicated decision making in mining operation is to select appropriate extraction method. The old and previous technique for selection of mining method was based on the experiences of mining engineering and the characteristic of similar deposit. Nowadays, this is achieved by the use of geological, geotechnical, geographical and economical information and many algorithm such as Boshkov & Wright, Morison, Hartman, Nicholas, UBC can be used to find out suitable mining method. In recent years, the significant attempt have been made to use Fuzzy logic and AHP technique for this purpose.

Ghale-Zari copper mine which is located in the south-west of Birjand is the highest underground copper mine in Iran. The preliminary design and also selection of the mining method for this deposit has been done in 1349 by Lot and Nitisto companies.

The purpose of this thesis was to find out the appropriate mining method and to design stopes in Ghale-Zari with regard the new information obtained from the latest exploration. To do this mine different methods including quantity, quality and analytical technique has been used to determine suitable extraction method. For this deposit the Shrinkage method is selected as the appropriate method and the dimension of stope span is obtained 39-65 m and 42-70 m with the use of planning span maximum method and equivalent dimension method respectively.