

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ



دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن نفت و ژئوفیزیک

گروه استخراج معدن

پایان نامه کارشناسی ارشد

تعیین حد بهینه معدنکاری روباز - زیرزمینی

در معدن بوکسیت گل‌بینی دو جاجرم

اساتید راهنما

دکتر محمد عطایی

دکتر رضا خالو کاکائی

استاد مشاور

مهندس رامین رضائیان

دانشجو

سید مقداد اسدی امرئی

زمستان ۱۳۸۶

تقدیر و تشکر

ممد و سپاس فقط شایسته پروردگار یکتاست.

پس از ممد باری تعالی بر خود واجب می‌دانم نسبت به اساتید گرانقدر خود که در زمان تمصیل در این دانشگاه آنچه نمی‌دانستم و نپرسیدم را به من آموختند بی نهایت قدر دان باشم. از جناب دکتر عطایی که با تمقیق و تلاش علمی سفت‌گیرانه، جناب دکتر کاکائی با وقار و صبر در امر آموزش، جناب دکتر سرشکی با ایجاد انگیزه تمقیق و تمصیل و همه اساتیدی که با خلوص نیت کامل در تلاشند جامعه‌ای متعالی بسازند، نهایت تقدیر و تشکر را دارم.

دولت جان پرور است صمبت آموزگار خلوت بی‌مستعین، سفره بی‌انتظار از داواران ممتز جناب دکتر سید محمد اسماعیل جلالی و دکتر فرهنگ سرشکی که زحمت مطالعه و تصمیح بر عهده آنها بود بی‌نهایت قدر دان می‌باشم. همچنین از تمامی کارمندان و دوستان بویژه مهندس نادر زیاری مسئول آزمایشگاه مکانیک سنگ و اصول طراحی و مهندس رضا امیری سپاسگذارم. زبان از سپاسی در فور همه شما عزیزان که مرا یاری فرمودید قاصر است.

امیدوارم که در سایه عنایت‌های الهی همیشه سلامت و پیروز باشید.

چکیده

با توجه به پیشرفت فن آوری، به تدریج ذخایر با کیفیت پایین تر وارد جرگه ذخایر اقتصادی می شوند. نیاز روزافزون به مواد اولیه معدنی و محدود بودن ذخایر معدنی، لزوم استفاده هرچه صحیح تر از ذخایر معدنی را به همراه می آورد و این کار مستلزم کوشش در جهت کاهش هرچه بیشتر تلفات ماده معدنی می باشد.

کانسار جاجرم یکی بزرگترین کانسار بوکسیت شناخته شده در ایران است و در ۱۸ کیلومتری شمال شرق شهرستان جاجرم قرار دارد. در حال حاضر در معدن گل بینی دو (یکی از ۱۲ معدن این کانسار) به دلیل هزینه زیاد ناشی از باطله برداری، استخراج انجام نمی شود. با توجه به تجربه قبلی استخراج زیرزمینی در معدن شماره سه، حد روباز - زیرزمینی در معدن گل بینی دو مورد بررسی قرار گرفت. تعیین حد روباز و زیرزمینی برای کانسارهایی با گسترش عمقی از سطح زمین و امکان استخراج روباز و زیرزمینی یکی از اولین تصمیماتی است که باید در فرایند طراحی معدن اخذ شود. حد روباز و زیرزمینی معدن گل بینی دو بر اساس روش نیلسون با بررسی هفت گزینه تعیین شده است. مدل ارائه شده توسط نیلسون بر مبنای عمقی که در آن مجموع ارزش خالص فعلی دو روش استخراج روباز و زیرزمینی بیشینه باشد عمل می کند.

به منظور تهیه اطلاعات مورد نیاز ورودی نرم افزار Maxi pit ابتدا ذخیره معدن توسط نرم افزار Datamine نسخه ۲/۱ ارزیابی شده است، که طی آن ذخیره معدن ۴/۳۱۸ میلیون تن (بوکسیت شیلی، کائولنی و سخت) با عیار متوسط ۴۱/۴۷ درصد Al_2O_3 بدست آمده است و طراحی هفت مدل زمین شناسی با ترازهای کف روباز، ۱۰۴۰، ۱۰۶۰، ۱۰۸۰، ۱۱۰۰، ۱۱۲۰، ۱۱۴۰ و ۱۱۶۰ برای بوکسیت سخت انجام شده است. مدل زمین شناسی گزینه های مختلف وارد Maxi pit شد، و پس از انجام تنظیمات آن گزینه دوم (تراز کف روباز ۱۱۴۰) به عنوان حد روباز و زیرزمینی انتخاب شده است.

فهرست مطالب

فصل اول

- ۱ مقدمه
- ۱-۱ مقدمه
- ۲-۱ ضرورت انجام پایان نامه
- ۳-۱ هدف پایان نامه
- ۴-۱ سازمان دهی پایان نامه

فصل دوم

- ۶ کلیاتی درباره معدن بوکسیت جاجرم
- ۱-۲ موقعیت جغرافیایی و شرایط آب و هوایی منطقه
- ۲-۲ مشخصات کلی معادن بوکسیت جاجرم
- ۳-۲ زمین شناسی ناحیه ای
- ۴-۲ زمین ریخت شناسی
- ۵-۲ زمین شناسی محدوده معدن
- ۱-۵-۲ چینه شناسی کانسار
- ۲-۵-۲ زمین شناسی ساختمانی
- ۶-۲ سابقه کارهای انجام شده
- ۱-۶-۲ اکتشافات مرحله اول
- ۲-۶-۲ اکتشافات مرحله دوم
- ۷-۲ ذخیره معادن بوکسیت جاجرم

فصل سوم

- تعیین حد روباز - زیرزمینی ۲۲
- ۱-۳. مقدمه ۲۳
- ۲-۳. معدنکاری سطحی یا زیرزمینی ۲۴
- ۳-۳. تعیین حد روباز و زیرزمینی با استفاده از نسبت باطله برداری تعادلی ۲۷
- ۱-۳-۳. نسبت باطله برداری کلی ۲۸
- ۲-۳-۳. نسبت باطله برداری اقتصادی سطحی (سربسری) ۲۹
- ۳-۳-۳. نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی ۳۱
- ۴-۳. تعیین حد روباز زیرزمینی بر اساس ارزش خالص فعلی ۳۳
- ۱-۴-۳. استخراج روباز یا زیرزمینی یک ذخیره افقی با میزان روباره متغیر ۳۵
- ۲-۴-۳. عمق بهینه در تبدیل از روباز به زیرزمینی در یک کانسار پرشیب ۳۶
- ۳-۴-۳. استفاده از مدل ریاضی برای بهینه‌سازی محدوده پیت در استخراج ترکیبی ۳۹
- الف- استخراج ترکیبی در جهت افقی ۳۹
- ب- استخراج ترکیبی در جهت قائم ۴۱
- ۵-۳. تأثیر فاکتورهای مختلف بر وضعیت اقتصادی معادن ۴۲
- ۱-۵-۳. تأثیر زاویه شیب ۴۲
- ۲-۵-۳. تأثیر نرخ بهره ۴۴
- ۳-۵-۳. تأثیر هزینه‌های استخراج ۴۵
- ۴-۵-۳. تأثیر تغییرات در فلز محتوی ۴۷
- ۵-۵-۳. اعماق مختلف در مقاطع مختلف ۴۸
- ۶-۵-۳. تأثیر عرض‌های مختلف در مقاطع مختلف ۵۰
- ۷-۵-۳. تأثیر برداشت سنگ باطله بر جاده حمل و نقل ۵۳
- ۸-۵-۳. تأثیر استخراج زیر زمینی آینده بر طراحی پیت ۵۴
- ۵-۳. روش مورد استفاده در این تحقیق ۵۵

فصل چهارم

۵۸	آشنایی با نرم افزار Maxipit
۵۹	۱-۴. مقدمه
۶۱	۲-۴. اعتبار پیت نهایی ایجاد شده توسط MaxiPit
۶۲	۳-۴. تفاوت MaxiPit و NPV Scheduler
۶۲	۴-۴. بهینه‌سازی معدن توسط Maxipit
۶۳	۵-۴. وارد کردن مدل زمین شناسی
۶۳	۱-۵-۴. قالب‌های مدل بلوکی
۶۴	۲-۵-۴. محتویات مدل بلوکی
۶۴	۳-۵-۴. ستون‌های اطلاعات در مدل
۶۶	۶-۴. تشکیل مدل اقتصادی
۶۶	۱-۶-۴. هزینه‌های استخراج
۶۸	۲-۶-۴. قرار دادن هزینه‌های استخراج
۶۹	۳-۶-۴. گزینه استخراج زیر زمینی
۷۱	۷-۴. تشکیل پیت نهایی روباز
۷۱	۱-۷-۴. مفاهیم
۷۲	۲-۷-۴. عملکرد
۷۳	۳-۷-۴. تخمین NPV
۷۳	۴-۷-۴. روش شناسی
۷۳	۱-۴-۷-۴. پیت نهایی
۷۴	۲-۴-۷-۴. سکانس استخراج بهینه NPV
۷۴	۳-۴-۷-۴. سکانس استخراج امتزاج یافته
۷۵	۴-۴-۷-۴. تخمین NPV
۷۵	الف. محاسبه زمان
۷۶	ب. فرمول NPV
۷۶	ج. NPV برای پیت نهایی

فصل پنجم

۷۸ مدلسازی کانسار گل بینی دو با استفاده از نرم افزار DATAMINE
۷۹ ۱-۵ مقدمه
۸۱ ۲-۵ آماده سازی اطاعات ورودی
۸۳ ۳-۵ پردازش اطاعات
۸۳ ۱-۳-۵ بررسی آماری داده‌ها
۸۵ ۲-۳-۵ ترکیب کردن یا کامپوزیت داده‌ها
۸۸ ۴-۵ تهیه مقاطع زمین شناسی
۹۰ ۵-۵ مثلث بندی مقاطع و تعیین حجم مدل
۹۲ ۶-۵ بلوک بندی مدل
۹۳ ۱-۶-۵ ابعاد بلوک‌ها
۹۳ ۲-۶-۵ بلوک بندی
۹۴ ۳-۶-۵ تعیین شعاع تأثیر برای درون‌یابی
۹۵ ۴-۶-۵ عیار دهی به بلوک‌ها
۹۵ ۷-۵ نتایج حاصل از تخمین ذخیره

فصل ششم

۱۰۳ تعیین هزینه های استخراج روباز و زیرزمینی
۱۰۴ ۱-۶ استخراج روباز
۱۰۴ ۱-۱-۶ روش استخراج
۱۰۶ ۲-۱-۶ حفاری در باطله شمشک
۱۰۷ ۳-۱-۶ بوکسیت سخت کم عیار و عیار بالا
۱۰۷ ۴-۱-۶ بارگیری و حمل
۱۰۸ ۵-۱-۶ راه ها و رمپ ها
۱۰۹ ۶-۱-۶ هزینه استخراج روباز
۱۱۲ ۲-۶ استخراج زیرزمینی

۱۱۲..... ۱-۲-۶. نوع روش استخراج زیرزمینی.....

۱۱۳..... ۲-۲-۶. هزینه استخراج زیرزمینی.....

فصل هفتم

۱۱۵..... اجرای نرم افزار و تحلیل عوامل مؤثر

۱۱۶..... ۱-۷. اطلاعات تعیین حد روباز و زیرزمینی.....

۱۱۸..... ۲-۷. اجرای نرم افزار.....

۱۲۵..... ۳-۷. تأثیر تغییرات قیمت فروش و هزینه فرآوری کنسانتره بر عمق معدن روباز.....

۱۲۶..... ۱-۳-۷. تأثیر قیمت فروش.....

۱۳۲..... ۲-۳-۷. تأثیر هزینه‌ها.....

فصل هشتم

۱۳۷..... اجرای نرم افزار و تحلیل عوامل مؤثر

۱۳۸..... ۱-۸. نتیجه گیری.....

۱۴۲..... ۲-۸. پیشنهادها.....

۱۴۵..... منابع.....

۱۴۷..... پیوست‌ها.....

۱۸۲..... چکیده لاتین.....

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۲. موقعیت استان خراسان شمالی و شهرستان جاجرم..... ۸
- شکل ۲-۲. نقشه موقعیت راه‌های ارتباطی شهر جاجرم..... ۹
- شکل ۳-۲. موقعیت معادن بوکسیت، آهک، و کارخانه تولید آلومینای جاجرم..... ۱۰
- شکل ۴-۲. ستون چینه‌شناسی سازند الیکا، واحد بوکسیت و سازند شمشک..... ۱۲
- شکل ۱-۳. نمودارهای جریان نقدینگی برای معدن سطحی وزیرزمینی..... ۲۵
- شکل ۲-۳. نسبت‌های باطله برداری برای یک کانسار فرضی..... ۲۸
- شکل ۳-۳. تغییرات نسبت باطله برداری کلی نسبت به عمق برای یک کانسار فرضی..... ۳۰
- شکل ۴-۳. برش طولی ذخیره فرضی مس..... ۳۵
- شکل ۵-۳. مقطع عرضی از یک کانسار پرشیب فرضی..... ۳۷
- شکل ۶-۳. ارزش خالص فعلی کانسار پرشیب فرضی مس برای اعماق نهایی متفاوت معدن..... ۳۸
- شکل ۷-۳. استخراج ترکیبی در جهت افقی..... ۴۰
- شکل ۸-۳. استخراج ترکیبی در جهت قائم..... ۴۱
- شکل ۹-۳. نمونه‌ای از مقطع عرضی کانسار آهن فرضی..... ۴۳
- شکل ۱۰-۳. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از زاویه شیب..... ۴۴
- شکل ۱۱-۳. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از نرخ بهره..... ۴۵
- شکل ۱۲-۳. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از هزینه معدنکاری روباز..... ۴۶
- شکل ۱۳-۳. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از هزینه معدنکاری زیرزمینی..... ۴۶
- شکل ۱۴-۳. عیار حدهای متفاوت در معادن روباز وزیرزمینی..... ۴۷
- شکل ۱۵-۳. توده معدنی با آهن محتوی متفاوت در مناطق مختلف..... ۴۸
- شکل ۱۶-۳. عمق بهینه روباز در مقاطع مختلف به صورت تابعی از آهن محتوی..... ۵۰
- شکل ۱۷-۳. عرض پیت با عمق آن برابر است..... ۵۱
- شکل ۱۸-۳. اگر زاویه شیب پیت برابر ۴۵° باشد..... ۵۲
- شکل ۱۹-۳. برداشت باطله برای مقطع ۶، منطقه تیره نشان‌دهنده برداشت باطله است..... ۵۲

- شکل ۳-۲۰. جاده حمل و نقل تا کف معدن روباز..... ۵۳
- شکل ۳-۲۱. کف پیت همراه با و بدون استخراج زیرزمینی..... ۵۵
- شکل ۳-۲۲. مقطع طولی از کانسار با استخراج روباز..... ۵۵
- شکل ۳-۲۳. روند نمای تعیین عمق بهینه برای استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی..... ۵۶
- شکل ۴-۱. روند نمای شروع به کار نرم افزار MaxiPit..... ۶۰
- شکل ۵-۱. روندنمای مراحل تهیه مدل بلوکی زمین شناسی توسط نرم افزار Data mine..... ۸۰
- شکل ۵-۲. فراواننمای مربوط به داده های خام Al_2O_3 در معدن گل بینی دو..... ۸۴
- شکل ۵-۳. فراواننمای مربوط به داده های خام SiO_2 در معدن گل بینی دو..... ۸۴
- شکل ۵-۴. فراواننمای داده های ترکیب شده Al_2O_3 در معدن گل بینی دو..... ۸۷
- شکل ۵-۵. فراواننمای داده های ترکیب شده SiO_2 در معدن گل بینی دو..... ۶۵
- شکل ۵-۶. محل گمانه ها در کانسار گل بینی دو..... ۸۹
- شکل ۵-۷. محل مقاطع کانسار گل بینی دو..... ۸۹
- شکل ۵-۸. نمایش مقطع عرضی ۱۱ در معدن گل بینی دو..... ۹۰
- شکل ۵-۹. مشخص کردن زون پرعیار به کمک استرینگ، مقطع ۱۱ گل بینی دو..... ۹۱
- شکل ۵-۱۰. اتصال استرینگ ها به هم توسط Tag string..... ۹۱
- شکل ۵-۱۱. تصویر سه بعدی از توده ماده معدنی پرعیار..... ۹۲
- شکل ۵-۱۲. نمای سه بعدی از توده جامد ماده معدنی و سطح زمین..... ۹۲
- شکل ۵-۱۳. منحنی وریوگرام Al_2O_3 مربوط به گمانه های معدن گل بینی دو..... ۹۵
- شکل ۵-۱۴. نمودار عیار- تناژ معدن گل بینی دو..... ۹۸
- شکل ۵-۱۵. نمودار مدول- تناژ معدن گل بینی دو..... ۹۹
- شکل ۵-۱۶. استرینگ روباز و زیرزمینی مقطع ۱۱ مدل گزینه ۴ بوکسیت سخت..... ۱۰۰
- شکل ۵-۱۷. نمای شمالی مدل کلی استرینگ های مدل گزینه ۴..... ۱۰۰
- شکل ۵-۱۸. نمای غربی مدل توده معدنی گزینه ۴..... ۱۰۱
- شکل ۵-۱۹. مدل بلوکی مقطع ۱۱ از مدل روباز- زیرزمینی گزینه ۴..... ۱۰۱
- شکل ۵-۲۰. نمودار تناژ عیار مربوط به لایه بوکسیت سخت..... ۱۰۲
- شکل ۷-۱. تغییرات ارزش خالص فعلی بر حسب گزینه های مختلف حد روباز- زیرزمینی..... ۱۲۰

- شکل ۷-۲. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و سود تجمعی..... ۱۲۱
- شکل ۷-۳. رابطه بین ارزش خالص فعلی دوره‌ای و سود دوره‌ای..... ۱۲۱
- شکل ۷-۴. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و درآمد تجمعی..... ۱۲۱
- شکل ۷-۵. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و هزینه فرآوری تجمعی..... ۱۲۲
- شکل ۷-۶. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و هزینه استخراج تجمعی..... ۱۲۲
- شکل ۷-۷. رابطه بین نسبت باطله برداری تجمعی و دوره‌ای..... ۱۲۲
- شکل ۷-۸. خطوط تراز اولیه معدن گلپینی ۲ قبل از استخراج..... ۱۲۳
- شکل ۷-۹. خطوط تراز مربوط به پیت نهایی بدست آمده از نرم افزار برای گزینه ۲..... ۱۲۴
- شکل ۷-۱۰. کف پیت همراه با و بدون استخراج زیرزمینی..... ۱۲۵
- شکل ۷-۱۱. نمای شمالی از روش استخراج پیشنهادی..... ۱۲۶
- شکل ۷-۱۲. روند تغییرات ارزش خالص فعلی گزینه‌های مختلف با تغییر قیمت کنسانتره..... ۱۲۷
- شکل ۷-۱۳. خطوط تراز پیت نهایی برای گزینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۴۰۰ دلار..... ۱۲۹
- شکل ۷-۱۴. خطوط پیت نهایی برای گزینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۴۴۰ دلار..... ۱۳۰
- شکل ۷-۱۵. خطوط تراز پیت نهایی برای گزینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۵۰۰ دلار..... ۱۳۱
- شکل ۷-۱۶. روند تغییرات ارزش خالص فعلی با تغییر قیمت فروش با هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار..... ۱۳۳
- شکل ۷-۱۷. پیت نهایی گزینه ۲ (تراز ۱۱۴۰)، با قیمت فروش ۳۸۰ و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار..... ۱۳۴
- شکل ۷-۱۸. پیت نهایی گزینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۴۰۰ و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار..... ۱۳۵
- شکل ۷-۱۹. پیت نهایی گزینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۴۴۰ و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار..... ۱۳۶

فهرست جدول‌ها

جدول ۱-۲. ذخایر معادن گلینی و زو در مجموعه بوکسیت جاجرم.....	۸
جدول ۱-۳. نسبت باطله برداری کلی برای اعماق مختلف برای یک کانسار فرضی	۳۰
جدول ۲-۳. نسبت باطله برداری کلی برای اعماق مختلف.....	۳۲
جدول ۳-۳. پتانسیل تولید در مقاطع مختلف برای آهن محتوی متفاوت.....	۴۹
جدول ۱-۵. بخشی از فایل Assay.....	۸۱
جدول ۲-۵. بخشی از فایل Collar.....	۸۱
جدول ۳-۵. بخشی از فایل Geology.....	۸۲
جدول ۴-۵. بخشی از فایل Survey.....	۸۲
جدول ۵-۵. بخشی از فایل points.....	۸۳
جدول ۶-۵. بخشی از یک فایل contour.....	۸۳
جدول ۷-۵. بخشی از فایل ادغام شده assay, collar, survey و geology معدن گل‌بینی دو.....	۸۶
جدول ۸-۵. بخشی از فایل composite معدن گل‌بینی دو.....	۸۶
جدول ۹-۵. اطلاعات آماری مربوط به توپوگرافی و توده معدنی کانسار.....	۹۴
جدول ۱۰-۵. مختصات شروع بلوک‌بندی و تعداد بلوک‌ها در هر جهت.....	۹۴
جدول ۱۱-۵. بخشی از فایل نهایی مدل بلوکی معدن گل‌بینی دو.....	۹۶
جدول ۱۲-۵. داده‌های منحنی عیار تناژ.....	۹۸
جدول ۱۳-۵. داده‌های منحنی مدول تناژ.....	۹۸
جدول ۱۴-۵. گزینه‌های فرضی برای تعیین حد روباز وزیرزمینی.....	۹۹
جدول ۱۵-۵. داده‌های منحنی تناژ-عیار بوکسیت سخت.....	۱۰۲
جدول ۱-۶. هندسه آشکاری معدن گل‌بینی ۲.....	۱۰۷
جدول ۲-۶. مسافت حمل باطله در معدن گل‌بینی ۲.....	۱۰۸
جدول ۳-۶. عملیات آماده‌سازی، باطله برداری، بارگیری و حمل به محل دپوها.....	۱۱۰
جدول ۱-۷. اطلاعات ورودی مورد نیاز برای اجرای نرم‌افزار Maxipit.....	۱۱۷
جدول ۲-۷. شیب دیواره‌های استخراجی نسبت به عمق استخراج.....	۱۱۷

- جدول ۳-۷. گزینه‌های فرضی برای تعیین حد روباز وزیرزمینی..... ۱۱۸
- جدول ۴-۷. نتایج حاصل از نرم‌افزار برای هفت گزینه مورد نظر..... ۱۱۹
- جدول ۵-۷. نتایج حاصل از اجرای نرم‌افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی..... ۱۱۹
- جدول ۶-۷. اطلاعات ذخیره، مربوط به استخراج پیت نهایی گزینه چهارم..... ۱۲۰
- جدول ۷-۷. ارزش خاص فعلی گزینه‌های مختلف با توجه به تغییر قیمت‌ها..... ۱۲۷
- جدول ۸-۷. ارزش خالص فعلی گزینه‌ها با توجه به تغییر قیمت‌ها با هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار..... ۱۳۲

فصل اول

مقدمه

فصل اول: مقدمه

۱-۱. مقدمه

ذخایر معدنی با توجه به سطح فن آوری، استفاده آنها در صنعت و مقرون به صرفه بودن ذخایر اقتصادی نامیده می‌شوند و به موازات پیشرفت فن آوری به تدریج ذخایر با کیفیت پایین تر وارد جرگه ذخایر اقتصادی می‌شوند. البته این بدان معنا نیست که هر ذخیره اقتصادی قابل استخراج باشد بلکه منظور از قابل استخراج بودن این است که با توجه به میزان فن آوری موجود؛ قابلیت دسترسی، قابلیت استخراج و حمل داشته باشد به طوریکه در عین حال در کلیه مراحل، محیط کار برای افراد ایمن بوده و قیمت تمام شده ماده معدنی تحت شرایط روز مقرون به صرفه باشد (صیادی، ۱۳۸۳).

نیاز روزافزون به مواد اولیه معدنی و محدود بودن ذخایر معدنی مهندسیین معدن را وادار می‌کند تا ذخایر معدنی را صحیح تر و کامل تر استخراج نمایند که این کار مستلزم کوشش در جهت کاهش هرچه بیشتر تلفات ماده معدنی می‌باشد (صیادی، ۱۳۸۳).

ایمنی محیط کار، هزینه کمتر استخراج، بهره‌برداری کامل‌تر ماده معدنی و تلفات کمتر آن منجر به ابداع انواع روش‌های بازکردن، آماده‌سازی و استخراج مواد معدنی شده است. برای بهره‌برداری از ذخایر معدنی باید شرایط خاص آن بررسی و سپس مناسب‌ترین روش بازکردن، آماده‌سازی و استخراج تعیین شود. در این بررسی‌ها در بسیاری از موارد امکان تعیین یک روش برتر برای بهره‌برداری از ماده معدنی برای همه ذخیره وجود ندارد، چون که پارامترهای تأثیرگذار بر ایمنی محل کار، میزان تلفات ماده معدنی و سرانجام قیمت تمام شده در بخش‌های مختلفی از ذخیره معدنی می‌تواند متفاوت باشد. در این حالت بررسی‌های فوق منجر به ارائه روش‌های متعدد بازکردن آماده‌سازی و استخراج توأم با تعیین مرزهای هندسی می‌گردند که در محدوده آنها ترکیب بخصوصی از روش‌ها مناسب‌تر خواهد بود.

به طور کلی معدنکاری روباز نسبت به معدن کاری زیرزمینی مزایای بهتری از نظر بازاریابی، کنترل عیار، اقتصادی بودن، انعطاف پذیری، ایمنی و شرایط محیط کاری دارد.

استخراج معادن به روش روباز با عمیق شدن معدن با مشکلات متعدد فنی و اقتصادی مواجه می‌شود. با افزایش عمق معادن روباز و متعاقب آن افزایش نسبت باطله برداری، استخراج روباز تا عمقی ادامه می‌یابد که هزینه معدن کاری روباز با معدن کاری زیرزمینی برابر شود. بالای این عمق معدن کاری روباز و زیر این عمق معدن کاری زیرزمینی سودآورتر است. این عمق، عمق حدی یا حد روباز - زیرزمینی نام دارد.

پس از جمع آوری اطلاعات اکتشافی، هیدرولوژی، ژئومکانیکی، اقتصادی و تعیین شیب پایدار نوبت به تعیین حد روباز برای تبدیل به استخراج زیرزمینی می‌رسد (اصانلو، ۱۳۸۴). در روش نیکولاس (روش عددی) که در سال ۱۹۸۱ برای طراحی معادن ارائه شد، در قسمت مربوط به عمق ذخیره آمده است که "تا عمق ۱۵۰ متر به احتمال زیاد روش روباز یکی از انتخاب‌های اصلی است و بین ۱۵۰ تا ۲۵۰ متر نیز باید توجیه جدی شود". اما امروزه به دلیل کاهش عیار ذخایر معدنی نمی‌توان به گفته نیکولاس اعتماد کرد. در این پایان‌نامه، حد روباز - زیرزمینی معدن بوکسیت گل‌بینی دو جاجرم تعیین خواهد شد.

۱-۲. ضرورت انجام پایان نامه

معدن بوکسیت گل‌بینی دو جاجرم، که مطالعه موردی این رساله در آن منطقه انجام شده است در یک مرحله نه ماهه در طی سال‌های ۱۳۸۴ و ۱۳۸۵ مورد بهره‌برداری قرار گرفت که در حال حاضر متروکه می‌باشد. ولی با توجه به نیاز مبرم کارخانه تولید آلومینای جاجرم به استفاده هرچه بیشتر از منابع داخلی بوکسیت به عنوان ماده اولیه تولید آلومینا باید این معدن نیز همانند سایر معادن این بخش فعال شود تا هرچه زودتر میزان تولید کارخانه به ۲۸۰ هزار تن در سال برسد.

در کانسار بوکسیت جاجرم بررسی‌های انجام شده نشان می‌دهد که بهره‌برداری از این کانسار به روش‌های متفاوتی امکان‌پذیر است. با وجود مزایای بیشتر استخراج روباز نسبت به استخراج به روش زیرزمینی، بسیاری از معادن روباز در ایران همانند مجموعه معادن بوکسیت جاجرم قصد دارند یا ناگزیر هستند که به دلیل افزایش عمق استخراج و شرایط اقتصادی و محیط زیستی، در آینده روش استخراج روباز را به زیرزمینی تغییر دهند یا اینکه از استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی در یک زمان استفاده کنند. بنابراین مطالعه بهینه‌سازی محدوده پیت نهایی روباز به صورت ترکیبی با استخراج زیرزمینی ضرورت پیدا می‌کند.

۱-۳. هدف پایان نامه

انتخاب روش استخراج و حد روباز - زیرزمینی برای یک کانسار وابسته به شرایط زمین‌شناسی و اقتصادی آن کانسار است. در صورت وجود تغییرات بسیار زیاد در امتداد کانسار و یا در عمق قرار داشتن آن، اگر کانسار به صورت روباز استخراج شود مجبور به برداشتن مقدار بسیار زیادی باطله به ازای

استخراج ماده معدنی در محدوده معدن خواهیم بود. در این حالت که هزینه استخراج روباز بیشتر از هزینه زیرزمینی می باشد بهتر است که معدن به صورت ترکیبی استخراج شود..

دیدگاه های متفاوتی برای تعیین حد روباز - زیرزمینی ارائه گردیده اند. به منظور تعیین این حد باید هزینه های مرتبط با ماده معدنی در محدوده های با اعماق مختلف محاسبه و با هزینه های معدن کاری زیرزمینی مقایسه شود. اگر هزینه های معدن کاری روباز بیش از هزینه های معدن کاری زیرزمینی باشد، باید روش استخراج را به زیرزمینی تغییر داد. البته در این تعریف فاکتور زمان در نظر گرفته نشده است و با در نظر گرفتن زمان تحقق درآمد و هزینه ها که اساس راهکار نیلسون در تعیین عمق روباز - زیرزمینی است، این عمق حدی تغییر خواهد کرد.

هدف اصلی این پایان نامه، تعیین حد روباز - زیرزمینی معدن بوکسیت گل پینی دو جاجرم بر اساس پیشینه سازی ارزش خالص فعلی (راهکار نیلسون) می باشد.

۱-۴. سازمان دهی پایان نامه

این پایان نامه به شرح ذیل تدوین شده است.

در فصل دوم مشخصات جغرافیایی و زمین شناسی ناحیه جاجرم و منطقه معدن مورد بررسی قرار می گیرد. ویژگی های بوکسیت سخت (ماده معدنی اصلی معدن) و لایه های بالایی و پایینی آن نیز ارائه می شود.

در فصل سوم منطق پایان نامه ارائه می شود. روش های مختلف تعیین حد روباز - زیرزمینی مورد مقایسه قرار می گیرد و روش مناسب انتخاب می شود.

در فصل چهارم اصول نرم افزار Maxipit، داده های ورودی و تنظیمات مورد نیاز شرح داده می شود.

فصل پنجم در حقیقت ابتدای کار عملی می‌باشد که در آن مقدار ذخیره معدن توسط نرم‌افزار Datamine برآورد شده است. هفت مدل متفاوت زمین‌شناسی نیز علاوه بر مدل زمین‌شناسی کل توده معدنی به عنوان ورودی نرم‌افزار Maxipit تهیه شده است.

در فصل ششم چگونگی انجام روش استخراج روباز و زیرزمینی و هزینه‌های مرتبط با هر کدام بررسی شده است.

در فصل هفتم نتایج نرم‌افزار Maxipit تحلیل می‌شود و بهترین حد استخراج روباز، با در نظر گرفتن استخراج زیرزمینی پیشنهاد می‌گردد. علاوه بر این تأثیر تغییر قیمت و درآمد نیز بر عمق معدن روباز بررسی می‌شود.

نتیجه‌گیری حاصل از انجام پایان‌نامه و پیشنهادهایی که می‌تواند مورد توجه قرار گیرد در فصل هشتم فهرست شده است.

فصل دوم

کلیاتی درباره معدن بوکسیت

جا جرم

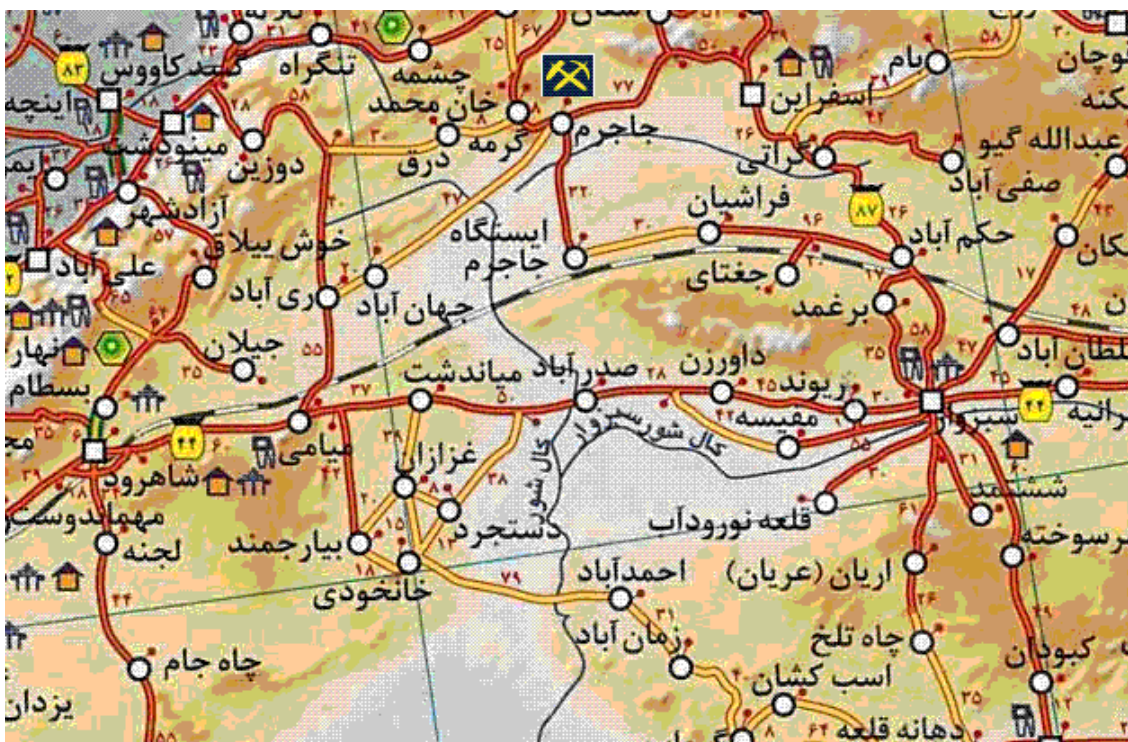
فصل دوم : کلیاتی درباره معدن بوکسیت جا جرم

۱-۲. موقعیت جغرافیایی و شرایط آب و هوایی منطقه

شهرستان جاجرم با وسعتی حدود ۶۵۲۸ کیلومتر مربع در مسیر ارتباطی استان خراسان شمالی به استان سمنان واقع شده است. این شهرستان از شمال به شهرستان مانه و سملقان، از غرب به جنگل گلستان، از جنوب غربی به استان سمنان، از جنوب به سبزوار و از سمت شرق به اسفراین منتهی می‌شود. این شهرستان دارای سه بخش، مرکزی، جلگه شوقان، جلگه سنخواست می‌باشد که شهرهای آن شامل: جاجرم، ایور، سنخواست، شوقان و درق است. در شکل ۱-۲ موقعیت جغرافیایی این شهرستان و در شکل ۲-۲ موقعیت راه‌های ارتباطی جاجرم نشان داده شده است.

جاجرم به دلیل واقع شدن در حاشیه کویر مرکزی و نیز اتصال به کوه بسیار زیبای بهار از تنوع آب و هوایی خاص برخوردار است. این تنوع در پوشش گیاهی و جانوری آن نیز به چشم می‌خورد. این شهرستان بخشی از زیستگاه یوزپلنگ ایران محسوب شده و در آن حیوانات دیگری همچون مارال، تیهو، و گربه وحشی زیست می‌کنند. (مرکز آمار ایران، ۱۳۸۵)

سالیانه منطقه ۱۷۹/۷ میلی متر بوده و میزان رطوبت نسبی منطقه حداکثر ۸۴٪ و حداقل ۴٪ می باشد. جهت وزش بادهای منطقه عمدتاً از سمت غرب، شمال غرب و شمال شرق است.



شکل ۲-۲. نقشه موقعیت راه های ارتباطی شهر جاجرم (مرکز آمار ایران).

۲-۲. مشخصات کلی معادن بوکسیت جاجرم

کانسار بوکسیت جاجرم که بزرگ ترین کانسار بوکسیت شناخته شده در ایران می باشد، در ۱۸ کیلومتری شمال شرق شهرستان جاجرم قرار دارد. راه آهن تهران - مشهد از ۳۵ کیلومتری جنوب جاجرم و از دشت جوین عبور می کند و کارخانه تولید آلومینا از طریق یک خط آهن فرعی به این راه آهن متصل می شود. در شکل ۲-۳ موقعیت معادن بوکسیت و آهک و کارخانه تولید آلومینای جاجرم نشان داده شده است.

منطقه معدن بوکسیت، به صورت رشته کوهی با امتداد شرقی - غربی در شمال کویر جاجرم است که ارتفاع آن از سطح دریا حدود ۱۰۰۰ متر است. این معدن از چهار کانسار معدنی گل‌بینی، زو، تاگویی و سنگ تراش تشکیل شده است که گسترش طولی بوکسیت در آن‌ها بیش از ۱۶ کیلومتر و ضخامت ماده معدنی بین ۲ تا ۷۰ متر است. بر اساس مطالعات انجام شده بر روی این کانسار، وجود حداقل ۱۶۰ میلیون تن ذخیره به اثبات رسیده است که ذخیره شناسایی شده در دو کانسار (گل‌بینی و زو) بیش از ۲۰ میلیون تن برآورد شده است (ایتوک ایران، اسفند ۱۳۸۱).

۲-۳. زمین‌شناسی ناحیه‌ای

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

سازندها و واحدهای مختلف این منطقه عبارتند از: سازند پادها، سازند خوش بیلاق، سازند مبارک، رسوبات پرمین، سازند سرخ شیل، سازند الیکا، واحد بوکسیتی، سازند شمشک، رسوبات ژوراسیک میانی و فوقانی، رسوبات کرتاسه، رسوبات پالئوژن و نئوژن (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

۲-۴. زمین ریخت‌شناسی

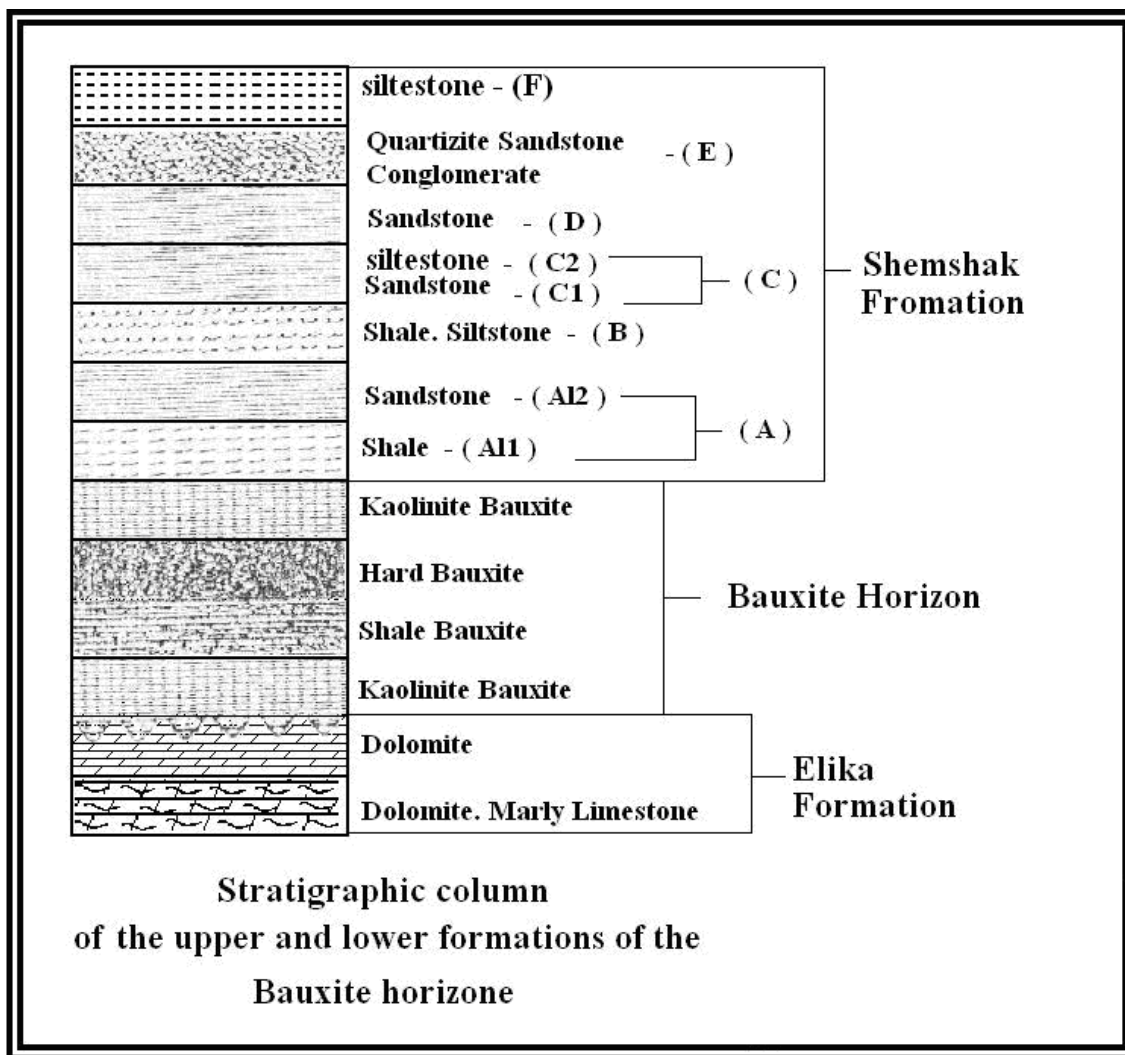
منطقه معدنی به صورت رشته کوهی با امتداد شرقی غربی در شمال کویر جاجرم است که ارتفاع آن از سطح دریا در حدود ۱۰۰۰ متر است. به طور کلی چینه‌شناسی و خصوصیات فیزیکی سازندهای موجود در منطقه و همچنین تنش‌های ساختاری وارده بر منطقه، نقش اساسی در تعیین وضعیت زمین‌شناسی منطقه به عهده داشته که از بارزترین ساختارهای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

در منطقه مورد مطالعه، سازندهای کربناته الیکا و مبارک با مقاومت بسیار زیاد خود در مقابل فرسایش، ارتفاعات خشن و صعب‌العبوری را در بخش جنوبی رشته کوه مورد بحث تشکیل داده‌اند. در میانه منطقه، سازند شمشک با تناوبی از شیل و لایه‌های نرم ذغالی و ماسه‌سنگ از توان فرسایشی بالایی برخوردار بوده و دره‌های شرقی غربی را در کل منطقه به وجود آورده است. واحد کوارتزیتی نسبتاً ضخیم و مقاومی در بخش میانی سازند شمشک، دامنه شمالی دره مورد بحث را تشکیل می‌دهد که به صورت تپه‌ماهورهای کشیده و پشته‌ای دیده می‌شود (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

۲-۵. زمین‌شناسی محدوده معدن

۲-۵-۱. چینه‌شناسی کانسار

در این بخش سازندهای زیرین، فوقانی و واحدهای بوکسیتی مورد بررسی قرار می‌گیرند. ستون چینه‌شناسی این سازندها و واحدهای بوکسیتی در شکل ۲-۴ نشان داده شده است.



شکل ۲-۴. ستون چینه‌شناسی سازند الیکا، واحد بوکسیت و سازند شمشک (بدون مقیاس) (ایتوک ایران، ۱۳۸۴).

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

لیتولوژی بخش فوقانی سازند الیکا شامل دولومیت‌های با لایه‌بندی خوب تا ضخیم لایه به رنگ کرم تیره و خاکستری روشن می‌باشد. حدود ۱۰ متر فوقانی این واحد به علت مجاورت با واحد بوکسیتی

به رنگ صورتی روشن تا قرمز درآمده است. این سازند به علت ضخیم لایه بودن کمتر تحت تاثیر فرسایش قرار گرفته و ارتفاعات زبر و خشن جنوب منطقه معدنی را تشکیل می‌دهد. به علت مقاومت زیاد این واحد سنگی در برابر فرسایش، انواع گسل‌های تراستی، نرمال و امتداد لغز که در مراحل مختلف اعمال تنش بر منطقه، این سازند را نیز تحت تاثیر خود قرار داده‌اند، به خوبی در آن حفظ شده و امکان اندازه‌گیری دقیق وضعیت این گسل‌ها وجود دارد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

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

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

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

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

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

ب) بوکسیت سخت شامل بوکسیت دیاسپوری-که در سطح، کانی شاموزیت آن افزایش می‌یابد و به رنگ‌های سبز تیره، خاکستری و قرمز تیره تا قهوه‌ای تیره می‌باشد. این بخش در واقع واحد اصلی و کان‌سنگ مولد آلومینا است. وجود کان‌سنگ دیاسپور و ریزدانه بودن این سنگ باعث سختی زیاد آن شده است. از ویژگی‌های دیگر آن، امکان تفکیک این سنگ در محل و در خلال عملیات استخراج توسط کارگران و تکنسین‌ها است. تفکیک و استخراج بوکسیت سخت در معدن به راحتی امکان‌پذیر می‌باشد و در واقع استخراج یک‌پارچه آن به دلیل سهولت و کم‌بودن هزینه استخراج و اکتشاف حین استخراج، در اولویت قرار دارد.

تعداد قابل ملاحظه‌ای از نمونه‌ها در واحد بوکسیت سخت دارای کیفیت عیار کمتر از $40\% \text{ Al}_2\text{O}_3$ و سیلیس بیش از ۱۵ الی 16% می‌باشد. افزون بر مورد فوق بررسی نگاره^۱ گمانه‌ها نشان می‌دهد که در زون بوکسیت سخت حالت بین انگشتی^۲، با زون شیلی دارد. زون‌های شیلی دارای ضخامت متفاوت بوده و در موقعیت‌های متفاوت قرار دارند. در حین چاه‌نگاری گمانه‌ها، مواردی از جمله امکان استخراج انتخابی این زون به صورت مستقل به عنوان باطله (با توجه به ضخامت آنها) و یا مخلوط کردن آنها با زون سخت می‌بایست مورد بررسی قرار گیرد، و مورد به مورد معیارهای خاص و منطبق با شرایط، برای چاه-نگاری گمانه اعمال شود.

ج) بوکسیت نرم یا شیلی که این لایه به علت پایین بودن درصد Al_2O_3 محتوی آن، در رده لاتریت‌ها بوده و اصطلاحاً بوکسیت شیلی نام‌گذاری شده است. بوکسیت نرم دارای لایه‌بندی بسیار نازک و به رنگ قرمز روشن است. این بوکسیت دارای ارزش معدنی برای تولید آلومینا نیست و درصد Al_2O_3 آن بین ۲۰ تا ۴۰ و درصد SiO_2 بین ۱۵ الی ۳۵ و حتی بیش از ۳۵ درصد تغییر می‌کند. بوکسیت نرم یا شیلی را به واسطه رنگ، لایه‌بندی یا مقاومت کم، به خوبی می‌توان از بوکسیت سخت تشخیص داد.

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

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

در نقشه زمین‌شناسی محدوده معادن، تشکیلات شمشک به واحدهای مختلف سنگی F، E، D، C2، C1، B، A11، A12 تفکیک شده است. این واحدها از نقطه نظر ساخت، بافت، جنس، مقاومت

¹ Log

2. Interfingering

فشاری و سایر ویژگی‌های مهندسی سنگ تفاوت‌های بارزی با هم داشته و در عملیات استخراج، گسترش و نحوه قرارگیری آنها در معادن مختلف می‌بایست در نظر گرفته شود.

لازم به توضیح است که ویژگی‌های ساختاری دولومیت‌های تریاس (تشکیلات الیکا) که کمربند لایه بوکسیت را تشکیل می‌دهند، مشابه با واحدهای سازند الیکا است با این تفاوت که از نظر مقاومت مکانیکی و شرایط ژئوتکنیکی در شرایط مناسب‌تری قرار داشته و شیب دولومیت‌ها (بین ۳۵ تا ۶۰ درجه) نسبت به عمده گسل‌های منطقه کمتر می‌باشد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

۲-۵-۲. زمین‌شناسی ساختمانی

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

به علت وجود گسل‌های امتداد لغز فراوان در راستاهای NE-SW و NW-SE، لایه بوکسیت و سایر سازندهای منطقه به قطعات متعددی تقسیم شده‌اند که با در نظر گرفتن میزان جابجایی آن‌ها، گسل‌های اصلی با جابجایی زیاد (بیش از ۱۰۰ تا ۱۵۰ متر) معدن را به ۱۲ قطعه اصلی کاملاً مجزا تبدیل کرده که هر کدام از این قطعات، بلوک نامیده شده است. با توجه به نام‌های محلی "چشمه گل‌بینی" و "کوه زو"، تعداد ۸ بلوک از معدن که در منطقه گل‌بینی قرار دارد به ترتیب از غرب به شرق به نام بلوک‌های یک تا هشت گل‌بینی و ۴ بلوک که در منطقه زو قرار دارد به صورت بلوک‌های یک تا چهار زو نام‌گذاری شده است.

گسل‌های موجود در تاقدیس زو را می‌توان به انواع زیر دسته‌بندی کرد:

الف) گسل‌های امتداد لغز: این گسل‌ها به دو گروه تقسیم می‌شوند. گروه اصلی، شامل گسل‌های امتداد لغز با جابجایی نسبتاً زیاد می‌باشد که جداکننده بلوک‌های مختلف معدن از یکدیگر است. روند عمومی این گسل‌ها NW-SE و NE-SW می‌باشد. گروه دوم، گسل‌های کم‌شیب امتداد لغز با روندی مشابه گسل‌های گروه اول است. شیب کم این گسل‌ها موجب حذف لایه‌ها شده است. تعداد این گسل‌ها کمتر از نوع اول می‌باشد.

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

امتداد گسل اصلی غرب این معدن در راستای شمال شرقی-جنوب غربی به طرف شمال ادامه می‌یابد. شکستگی‌های امتداد لغز فرعی در این منطقه فراوان است، و گسل اصلی این معدن ماده معدنی را به صورت راست‌گرد، حدود ۲۰۰ متر به سمت جنوب جابجا کرده است. شواهد روی زمین نشان می‌دهد که علاوه بر حرکت راست‌گرد انجام شده در این گسل، در مراحل بعدی، واحدهای سنگی واقع بر روی

سازند سرخ شیل به صورت چپ گرد به سمت جنوب و بالا رانده شده است. شیب این گسل حدود ۶۰ درجه به سمت شرق می باشد.

دو گسل تراستی در معدن دو گل بینی با جهات شیب به طرف شمال و جنوب مشخص شده است. شیب گسل تراستی اصلی که در سر تا سر معدن ادامه دارد به طرف شمال می باشد و جابجایی آن ۱۰ تا ۲۵ متر است. گسل تراستی با شیب به طرف جنوب محدودتر است و حدود ۱۵۰ متر رخنمون دارد. مقدار جابجایی در این گسل حدود ۱۰ متر می باشد. شکستگی های امتداد لغز در داخل معدن عمدتاً چپ گرد بوده و مقدار جابجایی حاصل از آنها حدود ۴ تا ۱۵ متر می باشد. جهت شیب اکثر این گسل ها به طرف شرق است.

بستر سنگی محدوده دیواره شمالی معدن را واحدهای C_1 ، B ، AL_2 ، AL_1 و بخش اندکی از C_2 تشکیل می دهد. واحد سنگی عمده در این دیواره واحد ماسه سنگی AL_2 و واحد شیلی B می باشد. وجود واحد شیلی B موجب کاهش قابل توجه ضریب پایداری دیواره می شود. با توجه به این که شیب اکثر گسل ها زیاد و بیش از ۶۰ درجه می باشند، لذا نقش تعیین کننده ای در کنترل مکانیسم پایداری دیواره ها ندارند (ایتوک ایران، اسفند ۱۳۸۱).

۲-۶. سابقه کارهای انجام شده

برای تهیه آلومینا به عنوان ماده اولیه تهیه آلومینیم از منابع داخلی، مطالعاتی از سال ۱۳۵۶ به وسیله شرکت آلومیران شروع شد، این مطالعات به علت وقوع انقلاب اسلامی با وقفه ای چندین ساله روبرو شد و از سال ۱۳۶۱ و از طریق طرح های "اکتشاف مواد اولیه آلومینیم کشور" و "بررسی امکان تولید آلومینا از منابع داخلی" دنبال شد و سنگ بوکسیت بخش جاجرم انتخاب و احداث کارخانه تولید آلومینا از این سنگ با ظرفیت ۱۵۰ هزار تن آلومینا در سال آغاز شد که در آینده به ۲۸۰ هزار تن در سال خواهد رسید.

اکتشافات انجام شده در معدن بوکسیت جاجرم را می توان به دو مرحله تقسیم کرد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸):

۲-۶-۱. اکتشافات مرحله اول

قسمت عمده حفاری های اکتشافی در این مرحله و طی سال های ۱۳۶۵ تا ۱۳۷۱ انجام شده است. تا سال ۱۳۶۲ اکتشافات در معدن بوکسیت جاجرم توسط شرکت های مختلف دولتی، کارشناسان داخلی و خارجی عمدتاً به صورت مطالعه عکس های هوایی، جمع آوری اطلاعات سطحی، نمونه برداری و تهیه نقشه های زمین شناسی با مقیاس حداکثر ۱/۲۵۰۰۰ بوده است.

از سال ۱۳۶۲ طرح تولید آلومینا وابسته به وزارت معادن و فلزات، عملیات اکتشاف در این منطقه را به صورت سیستماتیک به اجرا در آورده و تا سال ۱۳۶۵ مطالعاتی را به شرح زیر انجام داده است:

- تکمیل عملیات پی جویی و شناسایی صحرایی

- تهیه مقاطع زمین شناسی

- حفر ترانشه

- تهیه نقشه زمین شناسی به مقیاس ۱/۲۰۰۰۰ با استفاده از عکس هوایی و بررسی های صحرایی

- تعیین محل حفاری های اکتشافی

- عملیات جاده سازی

- عملیات حفاری اکتشافی

از سال ۱۳۶۵ لغایت ۱۳۷۱ عملیات اکتشافی به صورت سطحی و عمقی ادامه داشته که در خلال مطالعات، ۲۳۶۷۹ متر گمانه اکتشافی، ۹۳۳ متر ترانشه و ۲ تونل آزمایشی حفر شده است. همچنین نقشه های زمین شناسی محدوده معدن با مقیاس ۱/۱۰۰۰ تهیه شده است.

در سال ۱۳۷۱ شرکت خاک خوب گزارش زمین‌شناسی همراه با نقشه و همچنین مقاطع زمین‌شناسی منطقه را در مقیاس ۱/۵۰۰۰ تهیه کرد.

حفاری‌های اکتشافی که طی مدت فوق‌الذکر انجام گرفت مشتمل بر تعداد ۲۱۸ گمانه و ۱۲۷ ترانسه در کل معدن و ۲ تونل آزمایشی اکتشافی در بلوک‌های یک و دو زو می‌باشند (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

۲-۶-۲. اکتشافات مرحله دوم

اکتشافات مرحله دوم بر اساس مطالعات و پیشنهادات شرکت مشاور (ایتوک ایران) در سال‌های ۱۳۷۶ الی ۱۳۷۸ انجام گرفت. در مهرماه سال ۱۳۷۷ طی گزارش "جمع‌بندی نتایج مطالعات هماهنگ‌سازی معدن بوکسیت جاجرم با کارخانه تولید آلومینا"، گمانه‌هایی به منظور حفاری اکتشافی تکمیلی توسط این مشاور پیشنهاد شد که بر مبنای آن، حفاری‌هایی در این معدن صورت گرفت. لازم به ذکر است ابعاد شبکه اکتشاف در این معدن ۷۵×۱۰۰ می‌باشد (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

اطلاعات حاصل از گمانه‌های اکتشافی معدن گل‌بینی دو به صورت فایل‌های assay, collar, geology و survey در جدول‌های ۱ تا ۴ پیوست یک فهرست شده‌اند.

۲-۷. ذخیره معادن بوکسیت جاجرم

مجموعه معادن بوکسیت جاجرم دارای دوازده معدن اصلی است که چهار معدن آن با نام‌های زو یک تا چهار، و شش معدن آن با نام‌های گل‌بینی یک تا هشت شناخته می‌شوند. ذخایر محاسبه شده موجود برای

هر معدن با توجه به عیار طبیعی بوکسیت و عیار حد برای استخراج روباز در جدول ۲-۱ نشان داده شده است. لازم به ذکر است که در این معادن، عیار حد با توجه به خوراک کارخانه تولید آلومینا تعیین شده است. با توجه به تغییرات بسیار زیاد و گاهی شدید عیار بوکسیت در فواصل کوتاه، امکان محاسبه دقیق سود حاصل از استخراج آن وجود ندارد، به همین دلیل برای محاسبه هزینه‌ها و سود حاصل از استخراج بوکسیت، یک عیار میانگین برای هر تن بوکسیت تعریف شده است که در تمامی معادن بوکسیت جاجرم تقریباً ثابت است و برای طراحی پیت از آن استفاده می‌شود (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱).

جدول ۱-۲. ذخایر معادن گل‌بینی و زو در مجموعه بوکسیت جاجرم (ایتوک ایران، آذر ۱۳۸۱)

عیار حد طبیعی (بوکسیت سخت)	عیار حد روباز ($\text{SiO}_2=15\%$ و $\text{Al}_2\text{O}_3=40\%$)	معدن
ذخیره (میلیون تن)	ذخیره (میلیون تن)	
۰/۹۹۲	۰/۵۴۴	گل‌بینی ۱
۱/۱۹۷	۰/۶۴۴	گل‌بینی ۲
۰/۷۸۲	۰/۳۷۹	گل‌بینی ۳
۱/۷۳۱	۱/۱۱۶	گل‌بینی ۴
۱/۳۳۶	۰/۹۵۱	گل‌بینی ۶
۳/۷۴۵	۲/۴۴۶	گل‌بینی ۷
۰/۶۰۱	۰/۴۱۹	گل‌بینی ۸
۱/۳۸۶	۰/۸۱۳	زو ۱
۳/۶۲۱	۲/۰۱۳	زو ۲
۲/۵۵۴	۱/۶۰۲	زو ۳
۲/۹۲۹	۰/۸۱۵	زو ۴

فصل سوم

تعیین حد روباز - زیرزمینی

فصل سوم: تعیین حد روباز - زیرزمینی

۳-۱. مقدمه

از نظر نحوه استخراج مواد معدنی، کانسارها را می‌توان به چهار دسته تقسیم کرد: کانسارهایی که فقط برای معادن روباز مناسب هستند؛ کانسارهایی که در ابتدا به صورت روباز استخراج می‌شوند و در ادامه به صورت زیرزمینی استخراج می‌شوند؛ کانسارهایی که آن قدر در عمق هستند که نمی‌توان آن‌ها را به روش روباز استخراج کرد و بالاخره، کانسارهایی که قبلاً به روش زیرزمینی استخراج می‌شدند ولی به دلیل تغییر قیمت و فن‌آوری اکنون به صورت روباز استخراج می‌شوند. بعضی از کانسارها را به راحتی می‌توان در یکی از گروه‌های فوق‌الذکر قرار داد. با این وجود برای تعیین روش استخراج به یک تحلیل دقیق اقتصادی نیاز است (Nilsson, 1982).

اغلب کانسارها در دسته دوم قرار دارند یعنی در ابتدا به روش روباز و در ادامه به روش زیرزمینی باید استخراج شوند. یکی از مهم‌ترین مسائل این است که تا کجا به روش روباز و پس از آن به روش زیرزمینی استخراج انجام شود، به عبارت دیگر حد روباز - زیرزمینی معدن کجاست؟ در این فصل روش‌های مختلف تعیین حد روباز - زیرزمینی مورد مطالعه قرار گرفته است.

۳-۲. معدن‌کاری سطحی یا زیرزمینی

در صورت وجود کانسار توده‌ای یا زغال لایه‌ای در عمق زیاد یک مهندس معدن با تجربه می‌تواند با محاسبات نسبت باطله‌برداری کلی امکان معدن‌کاری سطحی را مورد بررسی قرار دهد. در صورتی که نسبت باطله‌برداری محاسبه شده از نسبت باطله‌برداری معادن سطحی مشابه بیشتر باشد، معدن‌کاری سطحی انجام نمی‌شود. با این وجود در بعضی موارد به دلیل شرایط کاری بد استخراج زیرزمینی و سنگ

نامناسب حتی با نسبت باطله برداری زیاد به ناچار از معدن کاری سطحی استفاده می‌شود، اما در بعضی موارد با در نظر گرفتن محیط اطراف، معدن کاری زیرزمینی مورد استفاده قرار می‌گیرد.

در مواردی تصمیم‌گیری در مورد نوع معدن کاری سطحی یا زیرزمینی منوط به انجام مطالعات امکان‌پذیری است. بدین منظور بایستی میزان دقیق عیار و ذخیره را تعیین و پس از آن مقایسه اقتصادی انجام شود. در این محاسبات عیار حدی، بازیابی و مواردی از این قبیل متناسب با نوع معدن کاری متفاوت خواهد بود.

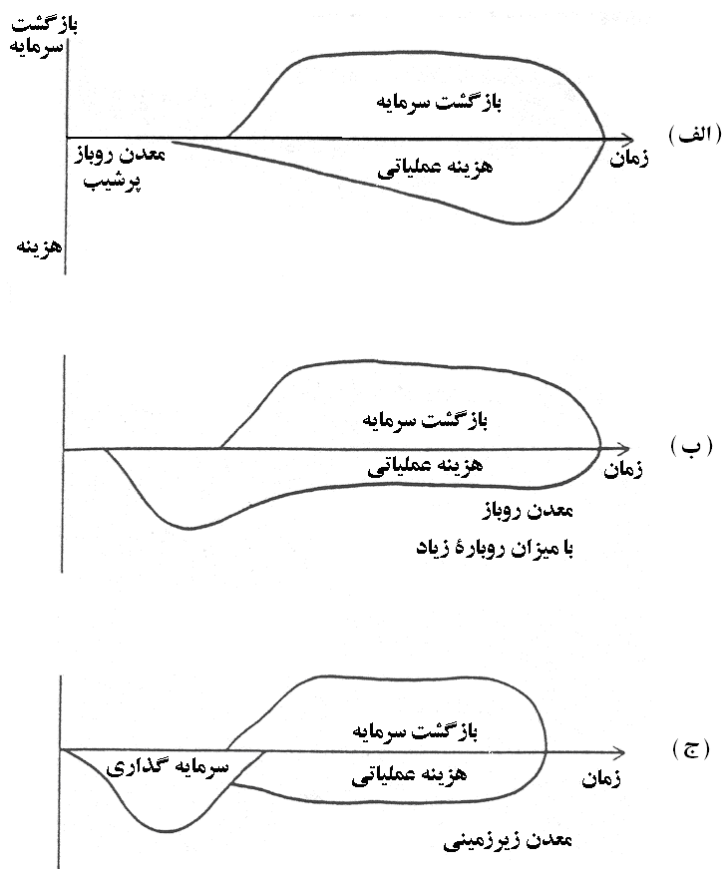
در مرحله بعد، طراحی معدن انجام می‌شود و نسبت باطله برداری، ترقیق و غیره، محاسبه می‌شود. با توجه به میزان ذخیره، بازیابی، ظرفیت تولید و مواردی از این قبیل، می‌توان به تولید سالیانه قابل قبولی دست یافت. در هر دو روش استخراج سطحی و زیرزمینی، باید در مورد کارگر، ماشین‌آلات و انرژی نیز مطالعات لازم انجام شود (Nilsson, 1992).

پس از برآورد سرمایه در گردش لازم برای هزینه عملیاتی و سرمایه گذاری اولیه، باید بازگشت سرمایه محاسبه و نمودار جریان نقدینگی هر گزینه رسم شود. نمودارهای گردش نقدینگی می‌توانند کاملاً متفاوت باشند و انتخاب بین روش سطحی و زیرزمینی حتی اگر سود نهایی هر دو گزینه یکسان باشد، می‌تواند دارایی شرکت را برای مدت طولانی تحت تأثیر قرار دهد.

شکل ۱-۳ تفاوت در نمودارهای جریان نقدینگی را نشان می‌دهد. شکل ۱-۳-الف مربوط به یک کانسار پرشیب کم عمق می‌باشد. در شروع عملیات، میزان باطله برداری و در نتیجه هزینه عملیاتی به خصوص اگر از تجهیزات اجاره‌ای یا از پیمانکار استفاده شود، کم خواهد بود. با عمیق شدن معدن میزان باطله برداری بیشتر و بیشتر می‌شود.

شکل ۳-۱- ب مربوط به یک کانسار پرشیب و عمیق می‌باشد که قبل از معدن کاری کانه می‌بایست مقادیر زیادی روباره و باطله برداشت شود. در این حالت در ابتدای فعالیت به سرمایه گذاری زیادی احتیاج است.

شکل ۳-۱- ج مربوط به عملیات در یک معدن زیرزمینی است که پیش از رسیدن به حداقل درآمد، سرمایه گذاری زیادی به منظور تجهیز در آن لازم است. علاوه بر این عمر معدن به دلیل بازدهی کم، کوتاه تر است. مدت سرمایه گذاری شرکت نیز در انتخاب تأثیر گذار است. با یک پشتوانه کم باید راه حلی را انتخاب کرد که به سرمایه گذاری کمی احتیاج باشد (Nilsson, 1992).



شکل ۳-۱. نمودارهای جریان نقدینگی برای معدن سطحی و زیرزمینی (Nilsson, 1992).

برای یک تصمیم گیری صحیح باید مشخص شود که کدام یک از شرایط زیر وجود دارد.

الف- اگر شرایط برای استخراج ماده معدنی به روش زیر زمینی مناسب باشد، باید مشخص شود که در چه زمانی روش استخراج را از روباز به زیر زمینی باید تغییر داد؟

ب- در صورتی که با توجه به پیکره توده معدنی، فلز محتوی و سایر مسائل شرایط برای استخراج زیرزمینی مناسب نباشد، و شرکت در شرایطی نباشد که ماده معدنی را در محل دیگری استخراج کند، باید مشخص شود که عملیات استخراج ماده معدنی به روش روباز تا چه مدتی باید ادامه پیدا کند؟

ممکن است محاسبه وضعیت (ب) ساده تر باشد. اما در بسیاری از موارد باید محاسباتی انجام شود تا تعیین کرد که در کدام یک از دو مورد قرار داریم. در روش (ب) عملیات معدنی تا جایی ادامه می یابد که هزینه های مربوط به هر تن ماده معدنی از درآمد مربوط به آن بیشتر نشود. در وضعیت (الف)، استخراج روباز تا جایی ادامه می یابد که هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز از هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش زیرزمینی بیشتر نشود (Nilsson, 1992).

برای استخراج مناسب یک کانسار روش های معدنی مختلفی به کار می رود. اگر کانسار رخنمون داشته باشد، روش های روباز استفاده خواهد شد. با افزایش عمق همراه با افزایش هزینه ها، باید روش های زیرزمینی را مورد توجه قرار داد. سؤال مورد توجه آن است که چه زمانی باید استخراج معدن را به روش زیرزمینی تغییر داد؟ شرکت های معدنی اهداف ویژه ای برای رسیدن به این حد در نظر می گیرند، گروهی از شرکت های معدنی با هدف بیشینه کردن سود سهامدارانشان این حد را تعیین می کنند و گروه دیگری به منظور منافع جامعه، این حد را براساس بیشینه کردن عمر معدن تعیین می کنند.

برای تعیین محدوده نهایی پیت و عمق بهینه آن، لازم است که یک هدف را مدنظر قرار داد. از آن جایی که بسیاری از شرکت های معدنی باید چندین سال قبل از دریافت سود حاصل از استخراج ماده معدنی، سرمایه گذاری اولیه زیادی برای خارج کردن باطله ها و روباره از معدن انجام دهند، در نتیجه

شرکت معدنی باید ارزش زمانی^۳ سرمایه اولیه را در نظر بگیرد. بنابراین هدف باید انتخاب عمق پیتی باشد که ارزش خالص فعلی^۴ توده معدنی را با استفاده از نرخ بهره‌ای که شرکت برای دیگر سرمایه‌گذاری‌ها استفاده می‌کند، ماکزیمم سازد. اغلب اوقات از ارزش زمانی پول صرف نظر می‌شود و این عمل باعث می‌شود که عمق معدن روباز بیشتر از وقتی شود که از ارزش خالص فعلی استفاده می‌شود (Nilsson, 1992).

تعیین حد تبدیل معدن کاری روباز به زیرزمینی در مواردی که ظرفیت کارخانه فرآوری ثابت است و امکان معدن کاری زیرزمینی پس از اتمام معدن کاری روباز وجود دارد، همواره یکی از مسائلی است که به لحاظ اقتصادی بسیار حائز اهمیت است. بدین منظور ممکن است از نسبت باطله برداری تعادلی و یا ارزش خالص فعلی استفاده شود که در ادامه این روش‌ها مورد بحث قرار گرفته‌اند.

البته روش سومی نیز ارائه شده است که بر مبنای استفاده از مدل ریاضی برای بهینه‌سازی محدوده پیت در استخراج ترکیبی می‌باشد اما این روش نیز از اصول روش حداکثر ارزش خالص فعلی مجموع روباز و زیرزمینی پیروی می‌کند، با این تفاوت که تا حدی معادلات هندسی و ریاضی مربوط به ذخیره را در محاسبات اضافه کرده است.

۳-۳. تعیین حد روباز و زیرزمینی با استفاده از نسبت باطله برداری تعادلی

به ازای استخراج هر تن ماده معدنی، مقداری باطله استخراج می‌شود که از تقسیم میزان باطله استخراج شده به میزان ماده معدنی استخراج شده نسبت باطله‌برداری به دست می‌آید. در عملیات طراحی معادن معمولاً از سه نسبت باطله‌برداری کلی^۵، اقتصادی سطحی (سربری)^۶ و اقتصادی تعادلی (مجاز)^۷ صحبت می‌شود.

³. time value

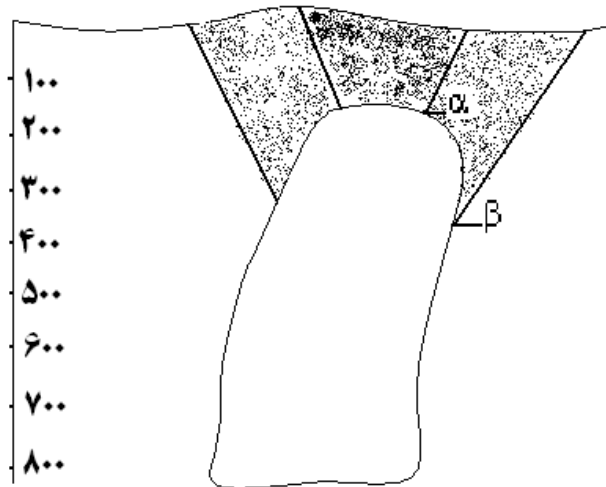
⁴. Present Capital Value

⁵. Overall (Average) Stripping Ratio (O/A SR)

⁶. Economic (Break Even) Stripping Ratio(E/BE SR)

۳-۳-۱. نسبت باطله برداری کلی

از تقسیم تمام سنگ باطله موجود در محدوده معدن بر کل ماده معدنی همان محدوده نسبت باطله برداری کلی به دست می آید. البته برای معادن دولتی و خصوصی وضعیت متفاوت است. به عنوان مثال نسبت های باطله برداری برای اعماق مختلف در شکل ۳-۲ نمایش داده شده است. چنانچه در این شکل ملاحظه می شود برای عمق ۱۰۰ متر میزان برداشت باطله برای یک تن ماده معدنی بی نهایت است. چون در این عمق ماده معدنی وجود ندارد، لذا محدوده ای برای معدن مشخص نمی شود. بنابراین نسبت باطله برداری ۰:۱ خواهد بود.



شکل ۳-۲. نسبت های باطله برداری برای یک کانسار فرضی.

در عمق ۲۰۰ متر، مقداری ماده معدنی وجود دارد و برای رسیدن به آن باید دیواره معدن را با شیبی پایدار ایجاد کرد. در این عمق مقدار نسبت باطله برداری بسیار بالا است چون بایستی به ازای استخراج یک

7. Allowable Stripping Ratio (ALSR)

تن ماده معدنی، مقدار زیادتری باطله برداشت شود. ولی برای عمق‌های بیشتر نسبت باطله‌برداری کمتر می‌شود که می‌توان هزینه‌های باطله‌برداری را با درآمد حاصل از استخراج پوشش داد (کاکائی).

۳-۳-۲. نسبت باطله‌برداری اقتصادی سطحی (سربسی)

در طراحی حد نهایی معدن روباز، هزینه استخراج باطله و سنگ معدن نباید از درآمد ناشی از فروش ماده معدنی بیشتر شود. نسبت باطله‌برداری اقتصادی سطحی ماکزیمم باطله‌ای را که بتوان به ازای استخراج هر تن سنگ معدنی از نظر اقتصادی برداشت کرد، مشخص می‌کند. این نسبت برای تعیین آخرین حد معدن مورد استفاده قرار می‌گیرد. پارامترهای اقتصادی در تعیین نسبت باطله‌برداری اقتصادی سطحی نقش مهمی دارد.

هنگام تعیین نسبت باطله‌برداری اقتصادی سطحی باید درآمد حاصل از استخراج هر تن ماده معدنی، هزینه‌های استخراج و فرآوری هر تن ماده معدنی و همچنین هزینه‌های باطله‌برداری مرتبط را پوشش دهد؛ لذا:

$$I = (C_o^s + C_p) + x \cdot C_w^s \quad (۱-۳)$$

که در این رابطه I درآمد ناشی از فروش یک تن ماده معدنی، C_o^s هزینه استخراج ماده معدنی به روش سطحی، C_w^s هزینه برداشت هر تن باطله به روش سطحی، C_p هزینه تغلیظ، ذوب، پالایش و بازیابی مربوط به هر تن ماده معدنی و x حداکثر میزان باطله‌برداری است که به ازای آن درآمدها و هزینه‌ها همدیگر را پوشش می‌دهند، لذا x همان نسبت باطله‌برداری اقتصادی سطحی است و داریم:

$$BESR = \frac{I - (C_o^s + C_p)}{C_w^s} \quad (۲-۳)$$

درآمد هر تن ماده معدنی (I) را می‌توان با توجه به عیار متوسط ماده معدنی، درصد بازیابی در مراحل فرآوری و قیمت محصول از رابطه زیر به دست آورد.

$$I = \frac{g}{100} \times 1000 \times R \times p = 10gRp \quad (3-3)$$

g: عیار متوسط ماده معدنی به درصد. R: درصد بازیابی. P: قیمت فروش هر کیلوگرم محصول.

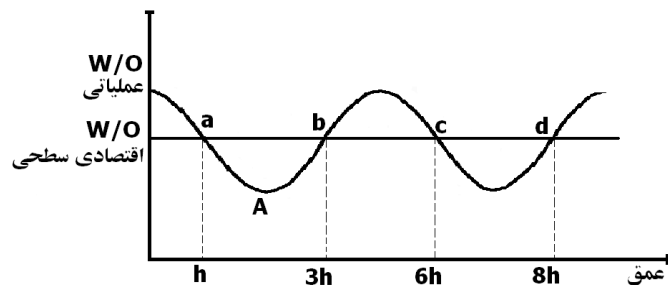
به عنوان مثال اگر برای یک کانسار فرضی نسبت باطله برداری اقتصادی سطحی ۱: ۴/۵ و مقدار نسبت باطله برداری کلی برای اعماق مختلف مطابق جدول ۳-۱ باشد، در عمق ۱۰۰ و ۲۰۰ متری عملیات ضرر خواهد داشت، چون نسبت نسبت باطله برداری کلی از نسبت باطله برداری اقتصادی بیشتر است. اما برای عمق های ۳۰۰ تا کمتر از ۵۰۰ متری عملیات سوددهی دارد. در عمق ۶۰۰ متری نسبت باطله برداری کلی برابر نسبت باطله برداری اقتصادی سطحی است. به عبارتی می توان گفت حد استخراج سطحی تا عمق ۶۰۰ متری است.

جدول ۳-۱. نسبت باطله برداری کلی برای اعماق مختلف برای یک کانسار فرضی

عمق	نسبت باطله برداری کلی
۱۰۰	۷:۱
۲۰۰	۶:۱
۳۰۰	۳:۱
۴۰۰	۳/۲:۱
۵۰۰	۴/۷:۱
۶۰۰	۴/۵:۱
۷۰۰	۵:۱

بنابراین آخرین عددی که در وضعیت اقتصادی سربسری باشد، حد استخراج سطحی است (کاکائی).

مثال دیگری در این زمینه در شکل ۳-۳ است که تغییرات نسبت باطله برداری کلی نسبت به عمق برای یک کانسار فرضی نمایش داده شده است.



شکل ۳-۳. تغییرات نسبت باطله برداری کلی نسبت به عمق برای یک کانسار فرضی (کاکائی).

نسبت باطله برداری اقتصادی سطحی نیز را محاسبه و نمودار آن بر روی شکل نشان داده شده است. ملاحظه می شود در نقطه a یعنی برخورد خط نسبت باطله برداری اقتصادی با نسبت باطله برداری کلی نه سود داریم نه ضرر. به عبارتی نقطه a نقطه سربسری است. از نقطه a به بعد نسبت باطله برداری کلی با افزایش عمق کاهش می یابد، یعنی سود خواهیم داشت و در نقطه A ماکزیم سوددهی را داریم. با افزایش عمق به نقطه b که مجدداً نقطه سربسری است، می رسیم و از آن به بعد تا نقطه c ضرر داریم. از نقطه c تا d مجدداً عملیات سوددهی دارد و در نهایت در نقطه d حالت سربسری است. لذا آخرین حد اقتصادی معدن نقطه d یعنی عمق $8h$ خواهد بود (کاکائی).

۳-۳-۳. نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی

استفاده از نسبت باطله برداری تعادلی در سال ۱۹۴۱ توسط پیل^۸ پیشنهاد شد. به نظر وی مهم ترین عوامل در تعیین حد روباز و زیرزمینی، هزینه های معدن کاری، بازیابی و اختلاط در دو روش می باشد. عامل تعیین کننده در انتخاب یکی از دو روش استخراج روباز یا زیرزمینی، هزینه باطله برداری است که باید به ازاء استخراج ماده معدنی صرف شود (Tulip, 1998).

⁸. Peel

در اینجا عمقی که هزینه استخراج روباز از هزینه معدن کاری زیرزمینی همان مقدار ماده معدنی بیشتر باشد، می بایست روش استخراج را به زیرزمینی تغییر داد.

در تعیین و محاسبه نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی عوامل زیر مؤثر هستند:

I : درآمد حاصل از فروش یک تن ماده معدنی (به روش استخراج زیرزمینی یا سطحی)،

C_o^S : هزینه استخراج ماده معدنی به روش سطحی،

C_w^S : هزینه استخراج باطله به روش سطحی،

C_o^U : هزینه استخراج ماده معدنی به روش زیرزمینی.

در شرایطی که سود و زیان هر دو روش سطحی و زیرزمینی برابر باشد، بایستی رابطه زیر بین پارامترهای بالا برقرار باشد:

$$C_o^U = C_o^S + x' C_w^S \quad (4-3)$$

$$x' = \frac{C_o^U - C_o^S}{C_w^S} \quad (5-3)$$

x' همان نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی است.

به عنوان مثال در یک کانسار فرضی اگر نسبت باطله برداری اقتصاد سطحی ۴:۱ و نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی ۳:۱ باشد و تغییرات نسبت باطله برداری کلی برای اعماق مختلف مطابق جدول ۲-۳ باشد، در عمق ۴۰۰ متری نسبت باطله برداری کلی با نسبت باطله برداری اقتصادی سطحی مساوی است یعنی حد سربسری در عمق ۴۰۰ متری است. بنابراین عمق ۴۰۰ متری حد استخراج سطحی است.

جدول ۲-۳. نسبت باطله برداری کلی برای اعماق مختلف.

عمق به متر	نسبت باطله برداری کلی
۱۰۰	۴:۱
۲۰۰	۲/۵:۱
۳۰۰	۳:۱

۴۰۰	۴:۱
۵۰۰	۵:۱
۶۰۰	۶:۱
۷۰۰	۷:۱

حد تعادلی در عمق ۳۰۰ متری است یعنی بالاتر از ۳۰۰ متری به روش سطحی سوددهی بیشتری دارد، چون هزینه کمتری دارد. بین ۳۰۰ تا ۴۰۰ متری هم سطحی سوددهی دارد و هم زیرزمینی، ولی چون هزینه زیرزمینی کمتر از هزینه سطحی است، روش زیرزمینی ارجحیت دارد. به عبارتی سوددهی بیشتری دارد. بنابراین می‌توان به جای آن که تا عمق ۴۰۰ متری را به روش سطحی استخراج کرد، تا عمق ۳۰۰ متری را به روش سطحی و از آن به بعد را به روش زیرزمینی استخراج کرد. عمق ۳۰۰ متری که هزینه استخراج به روش سطحی برابر هزینه استخراج به روش زیرزمینی است، حد تعادلی خواهد بود (کاکائی).

بنابراین اگر عملیات به مرحله‌ای برسد که باطله برداشت شده به ازای استخراج یک تن ماده معدنی بیش از نسبت باطله برداری محاسبه شده در رابطه (۳-۵) باشد ادامه عملیات به روش زیرزمینی اقتصادی‌تر خواهد بود، این نسبت باطله برداری تعادلی یا حد روباز - زیرزمینی نامیده می‌شود.

در نهایت عمق پیتی که نسبت باطله برداری در آن با نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی برابر شود، حد روباز زیرزمینی خواهد بود. در این حالت به علت در نظر نگرفتن زمان تحقق درآمد و هزینه‌ها، عمق به دست آمده نسبت به زمانی که ارزش خالص فعلی استفاده می‌شود بیشتر است.

از معایب این روش این است که سوددهی کل معدن را نمی‌توان بررسی کرد (برای تعیین قابلیت سوددهی معدن ارزش خالص فعلی کل می‌بایستی محاسبه شود) و نمی‌توان هزینه اولیه برای تجهیزات کارخانه کانه‌آرایی و مانند این‌ها را مقایسه کرد. در ضمن این روش مقادیر متفاوت بازیابی ماده معدنی را در محاسبات لحاظ نمی‌کند (Tulip, 1998).

۳-۴. تعیین حد روباز زیرزمینی بر اساس ارزش خالص فعلی

از جمله مهمترین مدل‌های تعیین حد روباز و زیرزمینی می‌توان به راهکار نیلسون اشاره کرد. که در سال ۱۹۸۲ ارائه و در سال ۱۹۹۲ تکمیل شد. راهکار نیلسون بر اساس محاسبه حداکثر ارزش خالص فعلی کل (رو باز و زیرزمینی) می‌باشد.

از آن جا که شرکت‌های معدنی باید سرمایه‌گذاری زیادی قبل از رسیدن به درآمدهای حاصل از کان‌سنگ صرف باطله‌برداری کند، این شرکت‌ها بایستی مسئله ارزش زمانی سرمایه را در نظر بگیرند. این بدین معنی است که هدف باید انتخاب عمق پیتی باشد که ارزش خالص فعلی سرمایه‌ای^۹ ماده معدنی را بر اساس نرخ بهره‌ای که شرکت برای سایر سرمایه‌گذاری‌هایش به کار می‌برد، به حداکثر برساند (یاوری، ۱۳۸۳).

اساس این روش بر محاسبه ارزش خالص فعلی کل معدن (رو باز و زیرزمینی) در پیت‌های با اعماق مختلف و گزینه‌های زیرزمینی متناظر با آنها استوار است. گزینه یا عمقی که بیشترین ارزش خالص فعلی را داشته‌باشد، بهترین گزینه خواهد بود. در این جا با توجه به منظور کردن زمان تحقق درآمد و هزینه‌ها به عمق حدی دقیق‌تری می‌توان دست یافت (Nilsson, 1992).

دوباره تکرار می‌شود که برای اخذ یک تصمیم صحیح، ضرورت دارد که یک شرکت مشخص کند که در کدام یک از شرایط ذیل قرار دارد:

۱- در صورتی که به دلیل شکل ماده معدنی، محتوای کان‌سنگ و سایر مسائل شرایط برای استخراج زیرزمینی مناسب نباشد و شرکت در موقعیت و وضعیتی نباشد که بتواند کان‌سنگ را در جای

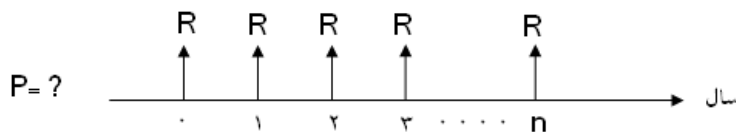
⁹ Net Present capital value

دیگری استخراج نماید، این مسئله باید مشخص شود که عملیات استخراج روباز تا چه زمانی بایستی ادامه پیدا کند؟

۲- در صورتی که شرایط برای استخراج زیرزمینی وجود دارد، در چه مقطع زمانی باید انتقال از روش روباز به زیرزمینی صورت گیرد؟

در بسیاری از موارد برای تعیین این که در وضعیت اول یا دوم قرار داریم، نیاز به انجام برخی محاسبات می‌باشد. در حالت اول مادامی که هزینه هر تن ماده معدنی تولید شده به روش روباز از درآمدهای حاصل از همان یک تن فراتر نرفته است، عملیات استخراجی می‌تواند ادامه پیدا کند. در حالت دوم مادامی که هزینه‌های استخراجی هر تن کان‌سنگ به روش روباز از هزینه‌های لازم برای استخراج زیرزمینی همان یک تن فراتر نرفته است، عملیات می‌تواند به روش روباز ادامه پیدا کند (Nilsson, 1982).

ارزش فعلی سرمایه‌ای (P) که با اقساط مساوی R در پایان هر سال به مدت n سال با نرخ بهره i پرداخت یا دریافت می‌شود، طبق رابطه ۳-۶ تعیین می‌شود.

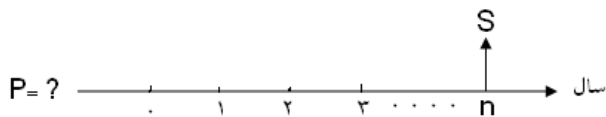


$$P = R \times \frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n} \quad (۳-۶)$$

که $\frac{(1+i)^n - 1}{i(1+i)^n}$ را فاکتور تسویه سرمایه با اقساط مساوی پرداخت می‌نامند.

ارزش سرمایه‌ای در زمان صفر یعنی P با نرخ بهره i برای ارزش سرمایه‌ای که در پایان دوره یا سال

n از رابطه ۳-۷ به دست می‌آید.



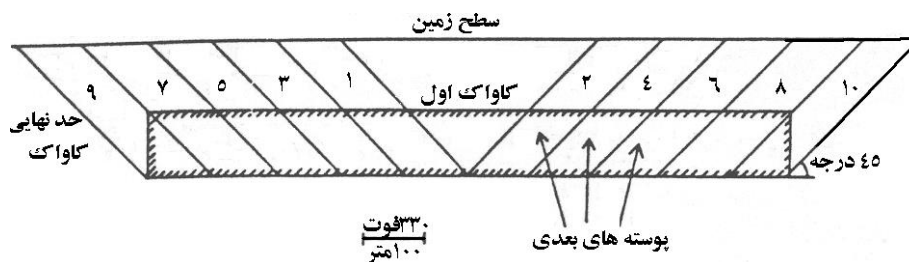
$$P = \frac{S}{(1+i)^n} \quad (7-3)$$

که $\frac{S}{(1+i)^n}$ را فاکتور ارزش فعلی سرمایه یا پرداخت یک دفعه یا ساده می‌گویند.

طبق آن چه ذکر شد با یکسان شدن سال مینا برای معدن روباز و زیرزمینی، می‌توانیم ارزش سرمایه‌ای خالص روباز و زیرزمینی را با هم جمع کرده و برای هر دو روش گزینه‌ای که حداکثر ارزش سرمایه‌ای خالص روباز و زیرزمینی را دارا است، سودآورترین و بهترین گزینه معرفی می‌شود (اورعی، ۱۳۸۲).

۳-۴-۱. استخراج روباز یا زیرزمینی یک ذخیره افقی با میزان روباره متغیر

شکل ۳-۴ یک مقطع طولی از کانساری را که به روش روباز استخراج می‌شود را نشان می‌دهد. برای این که تولید در معادن روباز شروع شود، ابتدا باید مقادیر زیادی باطله برداشته شود. این مقدار باطله با افزایش عمق قرارگیری کانسار بیشتر می‌شود. اگر ضخامت روباره زیاد باشد، استخراج زیرزمینی مطلوب‌تر خواهد بود. سؤالی که اینجا مطرح می‌شود این است که چه ضخامتی از روباره باعث تغییر روش می‌شود؟



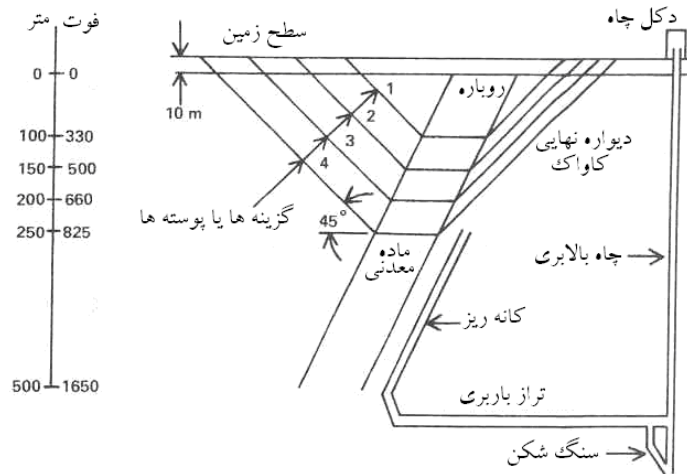
شکل ۳-۴. برش طولی ذخیره فرضی مس (Nilsson, 1992)

با مقایسه ارزش خالص فعلی محاسبه شده برای ضخامت‌های مختلف روباره و ارزش خالص فعلی محاسبه شده برای یک معدن زیرزمینی می‌توان تعیین کرد که آیا معدن کاری روباز به کار رود و یا معدنکاری زیرزمینی (Nilsson, 1992).

در این جا کانسار یا به روش روباز و یا به روش زیرزمینی استخراج می‌شود، یعنی تلفیق دو روش در این کانسار مفهومی ندارد.

۳-۴-۲. عمق بهینه در تبدیل از روباز به زیرزمینی در یک کانسار پرشیب

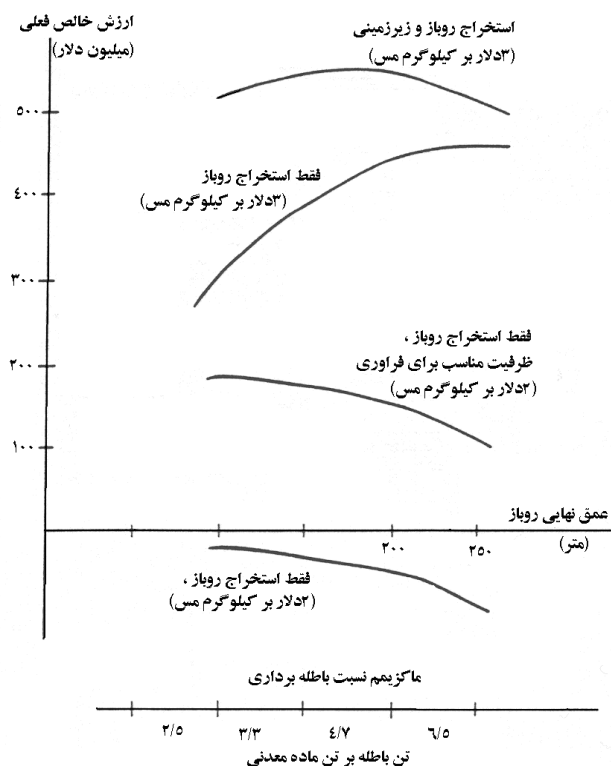
زمانی که یک معدن روباز عمیق می‌شود، باطله برداری بیشتر و بیشتر می‌شود. استخراج روباز تا عمقی که هزینه استخراج پله بعدی از هزینه استخراج زیرزمینی همان مقدار ماده معدنی کمتر باشد و تا زمانی که هزینه‌ها با درآمدها جبران شوند، ادامه پیدا می‌کند. شکل ۳-۵ یک مقطع عرضی از کانسار با گزینه‌های معدن روباز و تأسیسات معدن زیرزمینی را نشان می‌دهد. در حالت واقعی ابتدا باید جزئیات طرح‌های روباز برای هر عمق پیت نهایی، توسعه داده شوند. در قدم بعدی باید جزئیات طرح‌های استخراج معدن، به ویژه برای روباره برداری فراهم شوند. در این حالت، حد بهینه روباز- زیرزمینی را می‌توان با مقایسه مجموع ارزش خالص فعلی معادن روباز و زیرزمینی گزینه‌های مختلف (درسال صفر) به دست آورد. در این حالت گزینه بالاترین ارزش خالص فعلی کل (روبار- زیرزمینی) بهترین گزینه و عمق مربوط به آن عمق بهینه و در حقیقت حد روباز- زیرزمینی است (Nilsson, 1992).



شکل ۳-۵. مقطع عرضی از یک کانسارپرشیب فرضی (Nilsson, 1992).

همان طور که در شکل ۳-۶ مشخص است، برای یک معدن فرضی مس اطراف نقطه بهینه منحنی معدن روباز و زیرزمینی مسطح بوده و این بدان معنی است که انتخاب عمقی که واقعاً بهینه باشد چندان مهم نیست. در این شکل با افزایش قیمت محصول کانسار عمیق تر می شود و با افزایش عمق کانسار برای قیمت های کم، ارزش خالص فعلی بسیار زیاد کم می شود. اما در قیمت های بالا با افزایش عمق و استخراج میزان محصول بیشتر و در نتیجه درآمد بیشتر، ارزش خالص فعلی رشد خواهد داشت (Nilsson, 1992).

در این مورد بایستی از تحلیل های حساسیت مختلف استفاده کرد و تأثیر تغییرات درآمد و هزینه ها در آینده مطالعه شوند. در این بهینه سازی تأثیر افزایش هزینه ها وقتی که عمق معدن بیشتر می شود منظور نشده است. به هر حال این موضوع تأثیر کوچکی روی نتایج محاسبات می گذارد.



شکل ۳-۶. ارزش خالص فعلی کانسارپرشیب فرضی مس برای اعماق نهایی متفاوت معدن (Nilsson, 1992).

کاهش نرخ تنزیل از ۱۵٪ به صفر یا افزایش آن به ۳۰٪ باعث افزایش یا کاهش معادل ۵۰ متر در عمق پیت روباز خواهد شد. با کاهش هزینه‌های استخراج روباز پیت عمیق‌تر شده و با کاهش هزینه‌های استخراج زیرزمینی پیت کم عمق‌تر خواهد شد. برای مثال برای استخراج زیرزمینی کردن و پر کردن^{۱۰} که روشی پرهزینه می‌باشد، حد روباز و زیرزمینی بسیار بیشتر از روش اتاق و پایه^{۱۱} است، چون به طور کلی هزینه استخراج اتاق و پایه نصف هزینه استخراج روش کردن و پر کردن در معادن فلزی است.

¹⁰- Cut & Fill

¹¹- Room & Pillar

۳-۴-۳. استفاده از مدل ریاضی برای بهینه‌سازی محدوده پیت در استخراج

ترکیبی

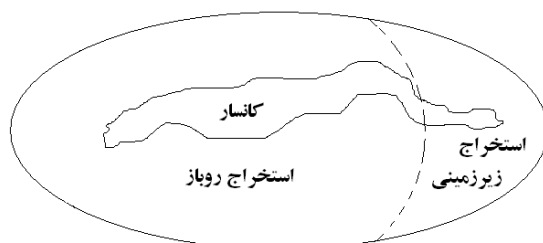
در این نگرش انتخاب روش استخراج و محدوده معدن روباز برای ذخیره یک ماده معدنی خاص به شرایط زمین‌شناسی بستگی دارد. اگر شکل ذخیره در راستاهای مختلف خیلی تغییر کند، به ویژه اگر این تغییر در اعماق ذخیره رخ دهد، زمانی که کل ذخیره به روش روباز استخراج می‌شود، نسبت باطله‌برداری خیلی بزرگ خواهد شد. در این حالت مناسب‌تر این است که استخراج ذخیره به روش ترکیبی انجام شود، یعنی این که اگر استخراج بخش‌های انتهایی کانسار با روش زیرزمینی صورت گیرد. با افزایش قیمت فلز و کاهش هزینه‌های استخراج زیرزمینی در استخراج ذخایر بزرگ واقع در عمق زیاد استخراج زیرزمینی منافع بالقوه‌ای در مقایسه با استخراج روباز خواهد داشت.

هدف از استخراج ترکیبی، بازیابی حداکثر ممکن مواد معدنی و دریافت سود بیشینه از کل ذخیره است. بنابراین اصل بهینه‌سازی محدوده‌های پیت در استخراج ترکیبی، بیشینه کردن مجموعه سودهای استخراج روباز و زیرزمینی می‌باشد (Chen, 2001).

استخراج ترکیبی در دو حالت قابل بررسی است: استخراج ترکیبی در جهت افقی و استخراج ترکیبی در جهت قائم.

الف- استخراج ترکیبی در جهت افقی

شکل ۳-۷ استخراج ترکیبی در جهت افقی را نشان می‌دهد که در آن بخشی از کانسار به صورت روباز و بخش دیگر که در عمق بیشتر و در نتیجه دارای روباره زیادی است و قابل استخراج به روش روباز نمی‌باشد به روش زیرزمینی استخراج می‌شود. در این حالت مرز استخراج روباز - زیرزمینی جایی است که در آن ارزش خالص فعلی کل (روبار و زیرزمینی) بیشینه باشد (Chen, 2001).



شکل ۳-۷. استخراج ترکیبی در جهت افقی (Chen, 2001).

اگر NPV_u ارزش خالص فعلی به دست آمده در استخراج زیرزمینی، NPV_s ارزش خالص فعلی به دست آمده از استخراج روباز، NPV' ارزش خالص فعلی کل ذخیره استخراج شده به روش روباز، NPV'_s ارزش خالص فعلی به دست آمده زمانی که استخراج روباز جایگزین استخراج زیرزمینی شود را نشان دهد، ارزش خالص فعلی کل (NPV) برای روش استخراج ترکیبی برابر است با:

$$NPV = NPV_s + NPV_u \quad (۸-۳)$$

ارزش خالص فعلی کل (NPV') برای استخراج کل ذخیره به روش روباز برابر خواهد بود با:

$$NPV' = NPV_s + NPV'_s \quad (۹-۳)$$

تابع هدف بیشینه کردن NPV است:

$$\text{Max} (NPV) = \text{Max} (NPV_s + NPV_u) \quad (۱۰-۳)$$

$$\text{Max} (NPV) = \text{Max} (NPV' + NPV_u - NPV'_s) \quad (۱۱-۳)$$

NPV' یک مقدار ثابت است، بنابراین:

$$\text{Max} (NPV) = NPV' + \text{Max} (NPV_u - NPV'_s) \quad (۱۲-۳)$$

و مدل ریاضی بهینه سازی محدوده پیت برای استخراج ترکیبی برابر خواهد شد با:

$$\begin{aligned} & \text{Max } (NPV_u - NPV'_s) \\ & \text{s.t : } NPV_u > NPV'_s \end{aligned} \quad (13-3)$$

با محاسبه هزینه عملیاتی و سرمایه گذاری روش های مختلف استخراج، ارزش های خالص فعلی

(NPV_s و NPV_u) برای استخراج روباز و زیرزمینی به ترتیب با روابط زیر به دست می آیند:

$$NPV_s = \sum_{t=1}^n (A_{st} - C_{st} - K_{st})(1+i)^{-t} \quad (14-3)$$

$$NPV_u = \sum_{t=1}^n (A_{ut} - C_{ut} - K_{ut})(1+i)^{-t} \quad (15-3)$$

که در آن A_{st} و A_{ut} درآمد سال t به ترتیب برای استخراج روباز و زیرزمینی، C_{st} و C_{ut} هزینه

عملیاتی سال t به ترتیب برای استخراج روباز و زیرزمینی، K_{st} و K_{ut} سرمایه گذاری سال t به ترتیب برای

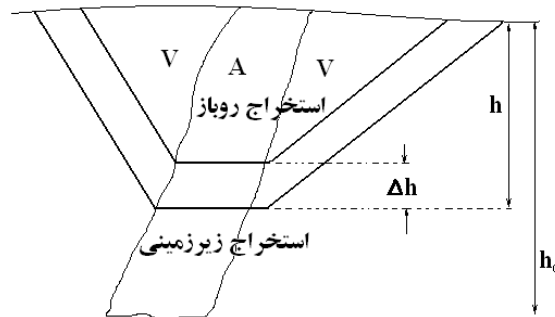
معدن روباز و زیرزمینی و i نرخ سرمایه گذاری هستند (Chen,2001).

ب- استخراج ترکیبی در جهت قائم

در استخراج ترکیبی در جهت قائم همان طور که در شکل ۳-۸ مشاهده می شود، استخراج روباز تا جایی

ادامه می یابد که نسبت باطله برداری پیت از نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی (معرف حد روباز-

زیرزمینی) کمتر می باشد، در غیر این صورت روش استخراج را باید به زیرزمینی تغییر داد.



شکل ۳-۸ استخراج ترکیبی در جهت قائم (Chen,2001).

روش معمول برای تعیین روش استخراج روباز طبق رابطه زیر است:

$$N_k \leq N_e, \quad N_e = (c - a) / b \quad (16-3)$$

که در آن N_k نسبت باطله برداری پیت، N_e نسبت باطله برداری اقتصادی تعادلی، a هزینه استخراج ماده معدنی به روش روباز، c هزینه استخراج ماده معدنی به روش زیرزمینی و b هزینه باطله برداری می باشد.

در استخراج ترکیبی اگر کانسار به صورت پیوسته در نظر گرفته شود، حجم های قابل استخراج ماده

معدنی (A) و باطله (V) داخل محدوده پیت تابعی از عمق (h) هستند:

$$A = \int f(h)dh, \quad V = \int g(h)dh \quad (17-3)$$

اگر هزینه استخراج ماده معدنی به روش روباز C_o^s باشد:

$$C_o^s = raA + bV = ra \int_0^h f(h)dh + b \int_0^h g(h)dh \quad (18-3)$$

و هزینه استخراج ماده معدنی به روش زیرزمینی C_o^u باشد:

$$C_o^u = rc \int_h^{h_0} f(h)dh = rc \left[\int_0^{h_0} f(h)dh - \int_0^h f(h)dh \right] \quad (19-3)$$

وزن مخصوص ماده معدنی Γ برابر وزن مخصوص باطله است.

هزینه کلی C برابر است با:

$$C = C_o^s + C_o^u = r(a - c) \int_0^h f(h)dh + b \int_0^h g(h)dh + rc \int_0^{h_0} f(h)dh \quad (20-3)$$

برای کمینه کردن C نسبت به h ، $dc/dh=0$ را محاسبه می کنیم، می توانیم به دست آوریم:

$$\frac{g(h)\Delta h}{f(h)\Delta h} = \frac{r(c - a)}{b} \quad (21-3)$$

در رابطه بالا، طرف چپ نسبت باطله برداری محدوده پیت یعنی N_k است، طرف راست نسبت

باطله برداری اقتصادی یعنی N_e است. بنابراین اصل $N_k \leq N_e$ بهترین معیار اقتصادی برای کل ذخیره است

که هر دو روش استخراج روباز و زیرزمینی را مورد توجه قرار می‌دهد. بنابراین زمانی که شکل ذخیره در جهت عمقی تغییر می‌کند، این روش می‌تواند برای حل مشکل محدوده بهینه روباز در استخراج ترکیبی استفاده شود (Chen, 2001).

۳-۵. تأثیر فاکتورهای مختلف بر وضعیت اقتصادی معادن

۳-۵-۱. تأثیر زاویه شیب

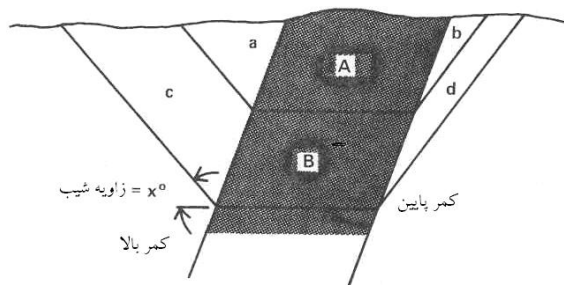
مهم‌ترین محدودیت استخراج روباز، مقدار سنگ باطله‌ای است که باید برداشته شود تا ماده معدنی آشکار شود. این مقدار وابسته به زاویه شیب نهایی است. هر چه تراز معدن عمیق‌تر شود این فاکتور اهمیت بیشتری پیدا می‌کند، چون برای استخراج ماده معدنی باید مقدار بیشتری سنگ باطله را برداشت کرد. بنابراین، مشاهده می‌شود که با برداشتن مقداری از سنگ باطله صرفه جویی قابل توجهی انجام می‌شود. امروزه زاویه شیب نهایی طوری انتخاب می‌شود که از لغزش‌ها جلوگیری شود تا خطر حوادث به حداقل برسد و بتوان تولید یکنواختی در معدن داشت. برای این که بتوان زاویه‌های شیب معدن را افزایش داد باید خطر حوادث و توقف‌های تولید را ارزیابی کرد.

با افزایش زاویه شیب می‌توان دو کار انجام داد: با ثابت نگه داشتن عمق معدن روباز، می‌توان هزینه‌های برداشت سنگ باطله را کاهش داد؛ یا می‌توان عمق معدن روباز را بیشتر کرد و عمر معدن را افزایش داد.

برای فهم بهتر مطالب یک کانسار آهن فرضی را در نظر بگیرید (شکل ۳-۹) که خوراک کارخانه ذوب آهن^{۱۲} را با ظرفیت سالانه ۳ میلیون تن تأمین کند. این کانسار دارای طول ۱ کیلومتر، عرض میانگین ۱۰۰ متر، عمق ۵۰۰ متر و آهن محتوی آن ۴۰ درصد، که مقدار ماده معدنی کلی حدود ۱۷۵

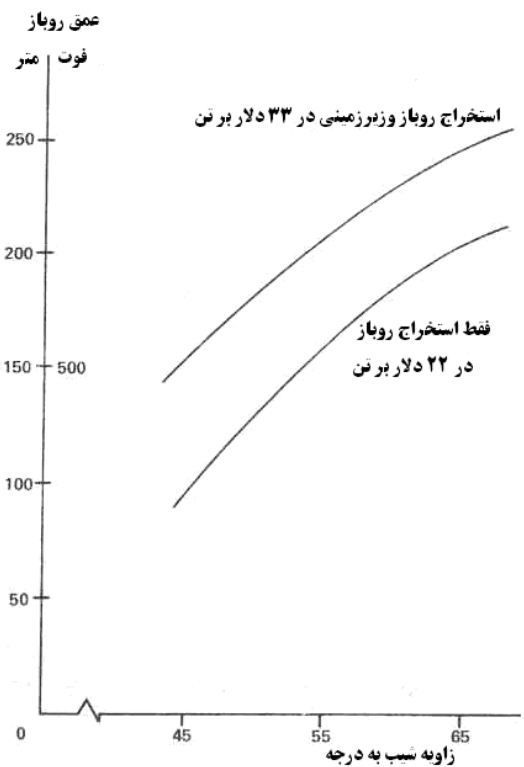
¹²- Pelletizing

میلیون تن می‌باشد. شیب کانسار ۶۵ درجه است. با این میزان آهن محتوی، حدود ۵ میلیون تن ماده معدنی در سال در آن استخراج می‌شود.



شکل ۳-۹. نمونه‌ای از مقطع عرضی کانسار آهن فرضی (Nilsson, 1982).

شکل ۳-۱۰ نشان می‌دهد که چگونه عمق معدن روباز با تغییر زاویه نهایی شیب تغییر می‌کند. با محدود کردن بررسی‌ها به یک بازه منطقی واقعی (مثلاً ۴۵ تا ۵۵ درجه) می‌توان فهمید که با ۲۰۰ متر به جای ۱۵۰ متر، استخراج روباز اقتصادی‌تر است، و در نتیجه ارزش کلی معدن افزایش می‌یابد. این ارقام شامل هیچ هزینه دخیل در افزایش زاویه نمی‌شود. زاویه شیب بهینه را فقط طوری می‌توان تعیین کرد که خصوصیات سنگ، شرایط آب و غیره به طور کامل شناخته شوند. افزایش زاویه شیب فن-آوری جدیدی است که نیاز به همکاری میان، مهندسين ژئوتکنیک، جاده‌سازها، مهندسين آبکشی و متخصصین معدن دارد.



شکل ۳-۱۰. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از زاویه شیب (Nilsson, 1982).

۳-۵-۲. تأثیر نرخ بهره

یک سؤال جالب توجه این است که چگونه با تغییر نرخ بهره مورد استفاده نتایج تغییر خواهند کرد. به

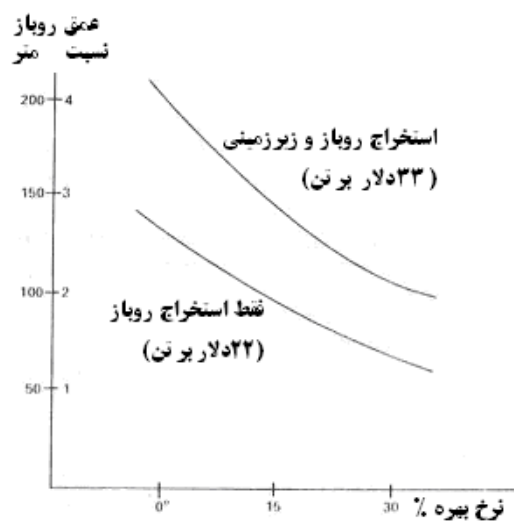
عنوان مثال، استفاده از نرخ بهره صفر درصد یعنی این که ارزش زمانی پول نادیده گرفته شده است.

نتایج به صورت تابعی از نرخ بهره مورد استفاده در شکل ۳-۱۱ نشان داده شده است و زاویه شیب

معدن ۴۵° است. با کاهش نرخ بهره از ۱۵ درصد تا صفر درصد یا افزایش نرخ بهره تا ۳۰ درصد عمق بهینه

تقریباً از ۲۰۰ تا ۵۰ متر تغییر خواهد کرد. ارقام نشان می‌دهند که انتخاب نرخ بهره درست یا ارزش زمانی

درست پول چقدر اهمیت دارد.



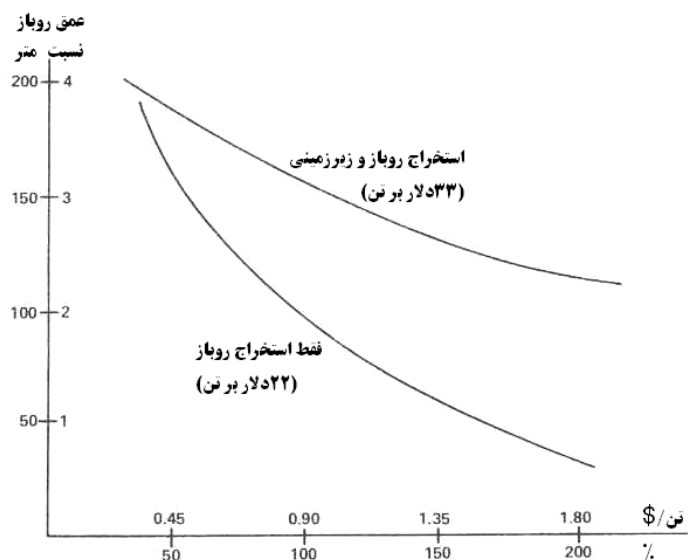
شکل ۳-۱۱. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از نرخ بهره. زاویه شیب $\alpha = 45^\circ$ (Nilsson, 1982).

۳-۵-۳. تأثیر هزینه‌های استخراج

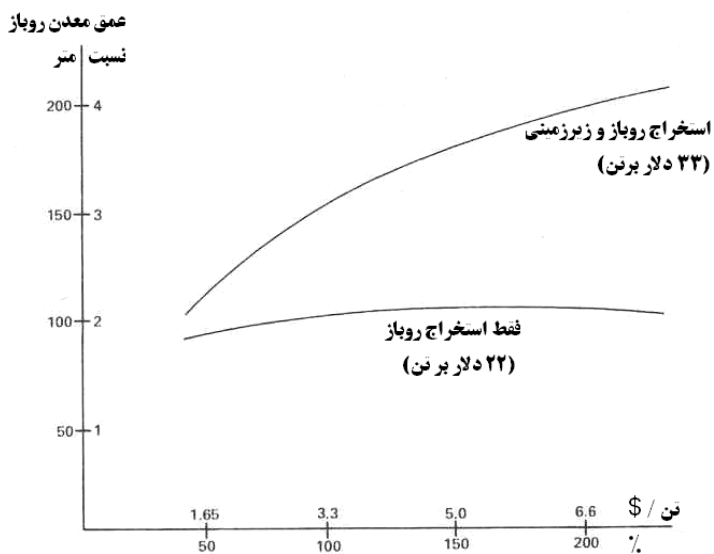
هزینه‌هایی که در این محاسبه‌ها در نظر گرفته شده است، فرضی می‌باشند. بنابراین نتایج را به صورت تابعی از هزینه‌های استفاده شده بررسی می‌کنیم. استخراج روباز کم هزینه یا استخراج زیرزمینی پرهزینه یعنی، پیت‌های عمیق‌تر. استخراج روباز پرهزینه یا استخراج زیرزمینی کم هزینه یعنی استخراج به روش زیرزمینی مناسب‌تر است.

شکل ۳-۱۲ تغییرات در عمق بهینه را به صورت تابعی از تغییرات هزینه‌ها نشان می‌دهد و

شکل ۳-۱۳ نشان می‌دهد که چه اتفاقی خواهد افتاد، اگر هزینه‌های استخراج زیرزمینی تغییر کند.



شکل ۳-۱۲. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از هزینه معدنکاری روباز (سرمایه گذاری برای استخراج زیرزمینی ثابت در نظر گرفته شده است). زاویه شیب: ۴۵° (Nilsson, 1982).

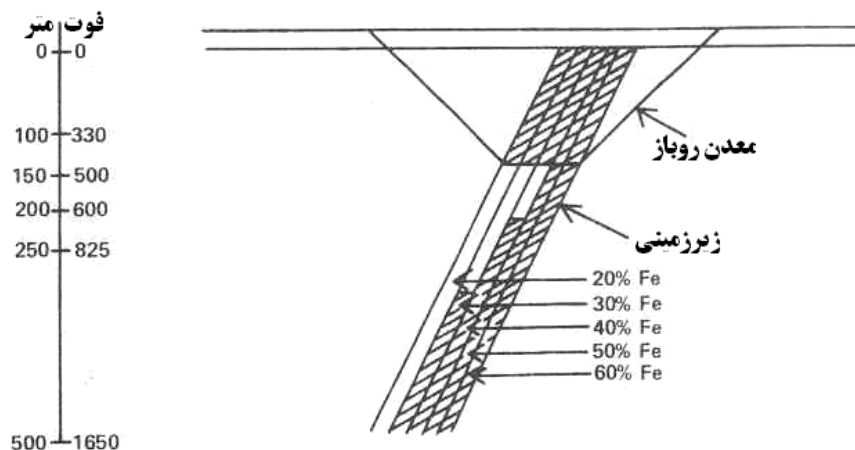


شکل ۳-۱۳. عمق بهینه معدن روباز به صورت تابعی از هزینه معدنکاری زیرزمینی (سرمایه گذاری برای استخراج روباز ثابت در نظر گرفته شده است). زاویه شیب: ۴۵° (Nilsson, 1982).

۳-۵-۴. تأثیر تغییرات در فلز محتوی

اگر چه تغییرات زیاد فلز محتوی در توده معدنی در نظر گرفته نشده است ولی فرض کنید کانسار ماده معدنی از پنج برش ۲۰ متری در عرض تشکیل شده است، برش نزدیک به کمر پایین دارای بیشتری فلز محتوی است و با نزدیک شدن به کمر بالا به تدریج از مقدار فلز محتوی کاسته می شود. متوسط آهن محتوی همانند قبل است، یعنی ۴۰ درصد آهن هر چه تراز کاری پایین تر برود، مستلزم این است که بخش زیادی از مقاطع کم ارزش را استخراج کرد. (شکل ۳-۱۴)

سوال زیر به وجود می آید که: سنگ استخراجی چه قدر آهن باید داشته باشد تا به عنوان ماده معدنی شناخته شود و به کارخانه فرآوری فرستاده شود؟ محاسبات نشان می دهد که در معدن روباز، تمام مواد معدنی که حاوی حداقل ۲۰ درصد آهن محتوی باشند استخراج خواهند شد. از دیدگاه شرکت معدنی عیار پایین به روش زیرزمینی سودده نمی باشد. بنابراین در ابتدای استخراج زیرزمینی ماده معدنی استخراجی دارای آهن محتوی حدود ۵۰٪ یا بیشتر است؛ در حالی که با نزدیک شدن به انتهای عمر معدن، این محدوده ممکن است تا حدود ۳۰ درصد کاهش یابد.

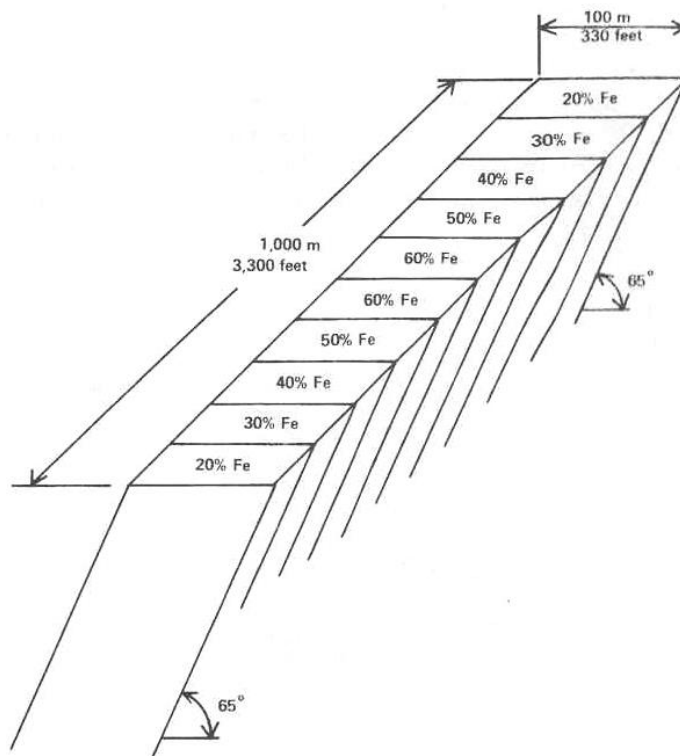


شکل ۳-۱۴. عیار حدهای متفاوت در معادن روباز و زیرزمینی.
سطح هاشور خورده مناطق سودده می باشد (Nilsson, 1982).

۳-۵-۵. اعماق مختلف در مقاطع مختلف

اگر آهن محتوی در طول توده معدنی تغییر کند، در نتیجه عمق مقاطع عرضی مختلف تحت تأثیر قرار خواهند گرفت. برای کانساری مشابه قبل، فرض کنید که بخش مرکزی دارای ۶۰ درصد Fe محتوی باشد و با دور شدن از مرکز به دو انتهای معدن، از یک مقطع به مقطع بعدی آهن محتوی کاهش یابد (شکل ۳-۱۵). متوسط عیار کلی همانند قبل برابر ۴۰ درصد Fe است.

هر مقطع عرضی طول ۱۰۰ متر دارد، یعنی با سرعت پیشروی عمقی برابر با ۰/۵ میلیون تن در سال ماده معدنی در هر مقطع استخراج خواهد شد.



شکل ۳-۱۵. توده معدنی با آهن محتوی متفاوت در مناطق مختلف (Nilsson, 1982).

برنامه ریزی تولید احتمالی در جدول ۳-۳ نشان داده شده است.

جدول ۳-۳. پتانسیل تولید در مقاطع مختلف برای آهن محتوی متفاوت (Nilsson, 1982).

مقطع	% Fe	ماده معدنی میلیون تن بر سال	آهن مذاب میلیون تن بر سال
۱	۲۰	.۵	۰/۱۴
۲	۳۰	.۵	۰/۲۲
۳	۴۰	.۵	۰/۳۰
۴	۵۰	.۵	۰/۳۸
۵	۶۰	.۵	۰/۴۶
۶	۶۰	.۵	۰/۴۶
۷	۵۰	.۵	۰/۳۸
۸	۴۰	.۵	۰/۳۰

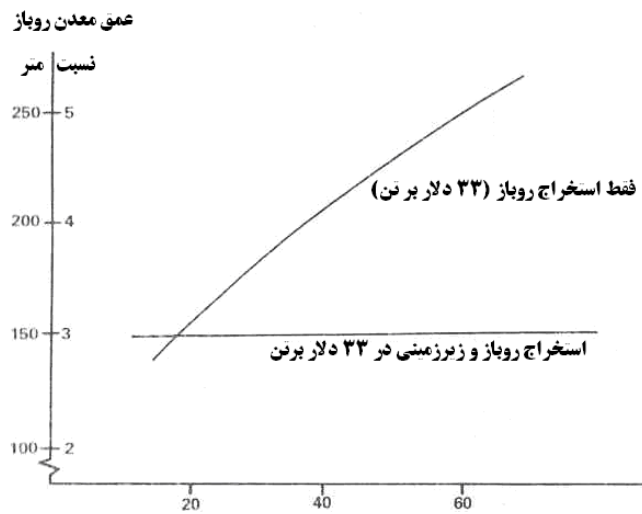
۰/۲۲	.۵	۳۰	۹
۰/۱۴	.۵	۲۰	۱۰
۳	۵	۴۰	

هر چه آهن محتوی در یک مقطع کمتر باشد میزان ذوب سالانه کمتر خواهد شد و درآمد کمتری خواهیم داشت، در حالی که در همان زمان هزینه روباره، سنگ باطله، استخراج ماده معدنی، فرآوری مواد معدنی و غیره در همه مقاطع یکسان است.

برای این که بدانیم در مقاطع مختلف تا چه عمقی پیشروی کنیم، باید قابلیت سوددهی را به صورت تابعی از عمق در هر مقطع بررسی کرد. می توان این کار را با محاسبه ارزش سرمایه ای برای مقاطع و اعماق مختلف انجام داد. راه حل دوم این است که اگر استخراج زیرزمینی امکان پذیر نباشد ارزش هر تن ماده معدنی را برای آهن محتوی مختلفی محاسبه کنیم و استخراج روباز را در عمقی خاتمه دهیم که ارزش آنها برابر صفر شود. اما در چنین محاسباتی، باید هزینه برداشت سنگ باطله را همانند هزینه های بهره به حساب آورد چون برداشت سنگ باطله باید چندین سال قبل از استخراج ماده معدنی انجام شود. چنین محاسباتی می تواند مشکل باشد، و بنابراین روش ارزش سرمایه ای پیشنهاد می شود.

نتیجه مطالعات سودمندی برای هر مقطع در شکل ۳-۱۶ نشان داده شده است. اگر آهن محتوی از ۲۰ تا ۶۰ درصد افزایش یابد، پیت می تواند تا تقریباً ۱۵۰ متر عمیق تر شود، و نسبت بین سنگ باطله و ماده معدنی برای آخرین پله می تواند از حدود ۲ تا حدود ۵ افزایش یابد.

اثر استخراج زیرزمینی را می توان به طور مشابهی بررسی کرد. امکان استخراج زیرزمینی یعنی این که پیت پایین تر از عمق ۱۵۰ متر نخواهد رفت، حتی اگر آهن محتوی افزایش یابد.



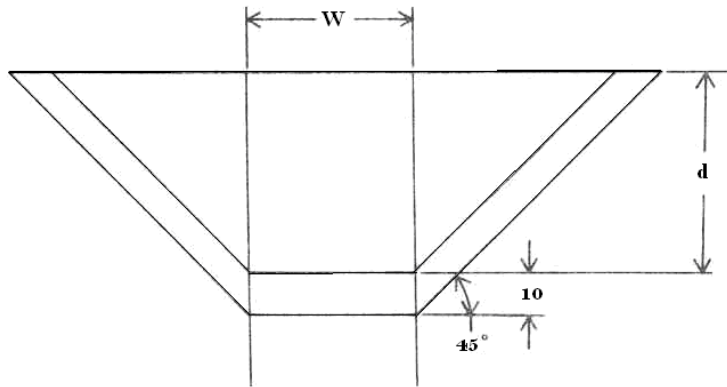
شکل ۳-۱۶. عمق بهینه روباز در مقاطع مختلف به صورت تابعی از آهن محتوی (Nilsson, 1982).

۳-۵-۶. تأثیر عرض های مختلف در مقاطع مختلف

کانسار ابتدایی ما عرض های مختلفی در مقاطع مختلف داشت. بنابراین این اثر را باید بررسی کرد. برای یک معدن روباز با طراحی بهینه دقیقاً باید میزان مشابهی سنگ باطله را در مقاطع مختلف برای آخرین پله برداشت کرد. همان طور که قبلاً مشاهده شده است چند استثنا وجود دارد، مثلاً، هنگامی که فلز محتوی مختلف باشد یا هزینه های استخراج زیرزمینی در مقاطع عرضی متفاوت، مختلف باشد.

اگر معدنی گزینه ای داشته باشد که بخواهد برای ۱۰ متر آخر پله در یک مقطع عرضی واحد دو برابر ماده معدنی، باطله استخراج کند، معدن پیتی خواهد داشت که عمقی برابر با عرض خواهد داشت (شکل ۳-۱۷).

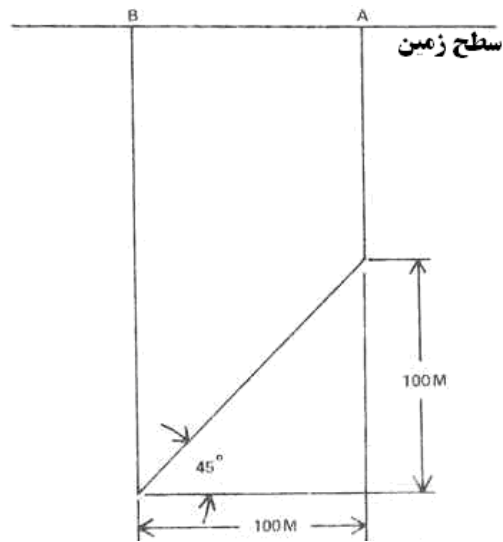
$$\frac{(d+10)^2 - d^2}{10 \times w} = 2 \rightarrow d \approx W$$



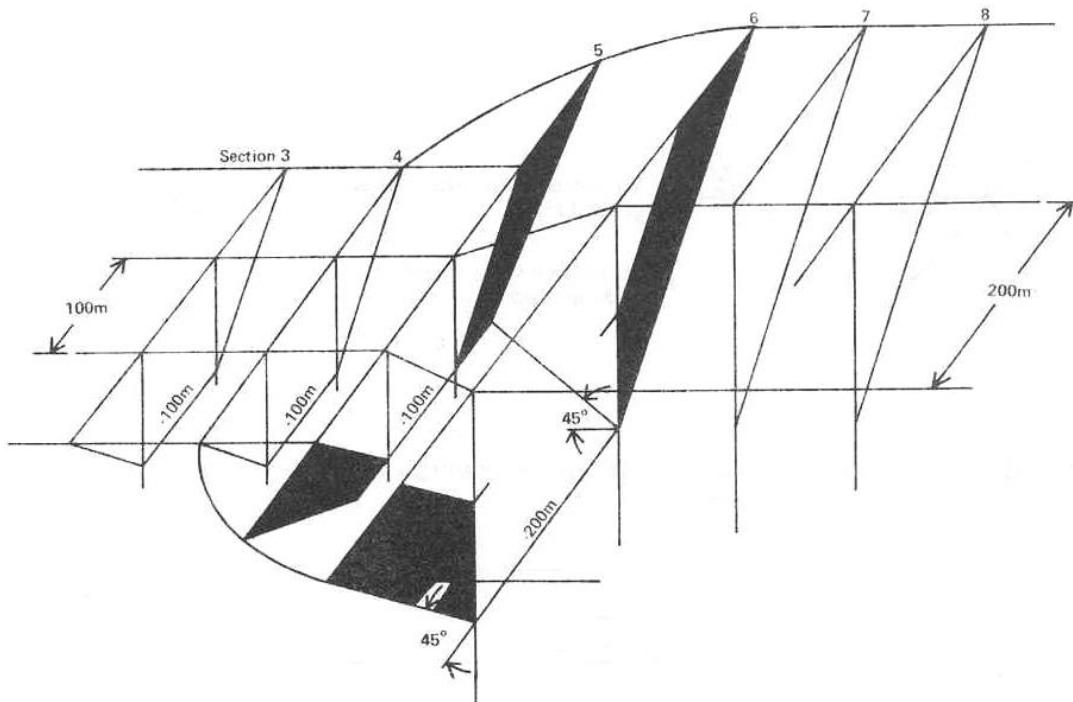
شکل ۳-۱۷. عرض پیت با عمق آن برابر است (Nilsson, 1982).

اما دلایلی وجود دارد که نمی‌توان از عمقی که در این روش به دست آمده است برای طراحی پیت نهایی استفاده کرد. اول، زاویه شیب باید در تمامی جهات یکسان باشد، که این گونه از آن برداشت می‌شود که اگر زاویه شیب 45° باشد ماکزیمم تفاوت در عمق دو مقطع A, B نمی‌تواند بیش از ۱۰۰ متر باشد (شکل ۳-۱۸)؛ و دوم، اگر در یک مقطع عرضی عمق معدن را افزایش دهیم، میزان سنگ باطله‌ای که نیاز است در مقاطع عرضی دیگر برداشت شود، افزایش خواهد یافت.

یک توده معدنی ساده را با عرض‌های زیر در نظر بگیرید: مقطع ۱ الی ۵ برابر ۱۰۰ متر و مقطع ۶ الی ۱۰ برابر ۲۰۰ متر (شکل ۳-۱۹). اگر فقط مقطع ۵ را در نظر بگیریم فرض کنید معدن بخواهد دو برابر ماده معدنی، باطله در آخرین پله استخراج نماید، یعنی عمقی برابر با ۱۰۰ متر در مقطع ۵ خواهد بود. اگر فقط مقطع ۶ را در نظر بگیریم مقدار باطله دو برابر ماده معدنی برای آخرین پله در مقطع ۶ یعنی عمقی برابر با ۲۰۰ متر، اما همانطور که در شکل ۳-۱۹ نشان داده شده است عمق ۲۰۰ متر در مقطع ۶ باعث خواهد شد مقدار باطله در مقطع ۵ افزایش یابد. بنابراین نمی‌توان در مقطع ۶ تا عمق ۲۰۰ پایین رفت و نسبت ۲:۱ را حفظ کرد. باید در مقطع ۵ پیت را عمیق‌تر کرد و در مقطع ۶ عمق را کاهش داد.



شکل ۳-۱۸. اگر زاویه شیب پیت برابر ۴۵ باشد، ماکزیمم اختلاف عمق بین مقاطع A و B نمی تواند بیشتر از ۱۰۰ متر باشد (Nilsson, 1982).



شکل ۳-۱۹. برداشت باطله برای مقطع ۶، منطقه تیره نشان دهنده برداشت باطله است، اگر عمق مقطع ۶ از ۱۰۰ به ۲۰۰ متر افزایش یابد (Nilsson, 1982).

۳-۵-۷. تأثیر برداشت سنگ باطله بر جاده حمل و نقل

اگر در معدنی، پیت فقط در یک یا دو مقطع عمیق تر شود، باید مقدار سنگ باطله‌ای که باید از جاده حمل و نقل برداشت خواهد شد، مورد توجه قرار گیرد. اگر در یک مقطع، عمق پیت از ۱۰۰ متر به ۱۱۰ متر افزایش یابد، مقدار ماده معدنی استخراجی از یک پله ۱۰ متری از یک مقطع عرضی با طول و عرض ۱۰۰ متر برابر است با:

$$\text{متر مکعب } 10 \times 100 \times 100 = 100000$$

و مقدار باطله‌ای که باید به ازای هر ۱۰ متر پله از تراز ۱۰۰ متر برداشت شود برابر است با:

$$I (100+10)^2 \sim 100^2 I * 100 \text{ m} = 200,000 \text{ m}^3$$

یعنی نسبت سنگ باطله به ماده معدنی ۲:۱ برای پله بین ۱۰۰ و ۱۱۰ متر وجود دارد.

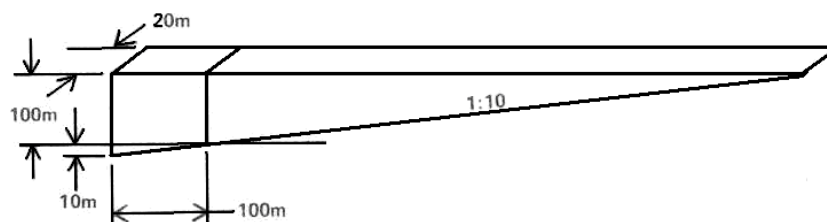
مقدار سنگ باطله‌ای که باید برای جاده حمل و نقل معدن برداشت شود در شکل ۳-۲۰ نشان داده

شده است. اگر بخواهیم از تراز ۱۰۰ متر، ۱۰ متر دیگر پایین برویم، افزایش برداشت سنگ باطله برای جاده حمل و نقل به اندازه زیر خواهد بود:

$$\frac{100+110}{2} \times 100 \times 20 = 200000 \text{ متر مکعب}$$

در نتیجه به دلیل ساخت جاده حمل، نسبت سنگ باطله به ماده معدنی از ۲:۱ به ۴:۱ افزایش خواهد

یافت و اگر بخواهیم در یک یا دو مقطع عمق معدن را افزایش دهیم باید این نکته را در نظر داشته باشیم.



شکل ۳-۲۰. جاده حمل و نقل تا کف معدن رویاز (Nilsson, 1982).

۳-۵-۸. تأثیر استخراج زیرزمینی آینده بر طراحی پیت

امکان استخراج زیر زمینی در آینده به این معنا است که معدن روباز فرضی محدود به عمق ۱۵۰ متر شود. با توجه به این نکته، هنگام طراحی کف پیت، باید پیت طوری طراحی شود که برای استخراج زیرزمینی ترازهای پایین تر مناسب باشد.

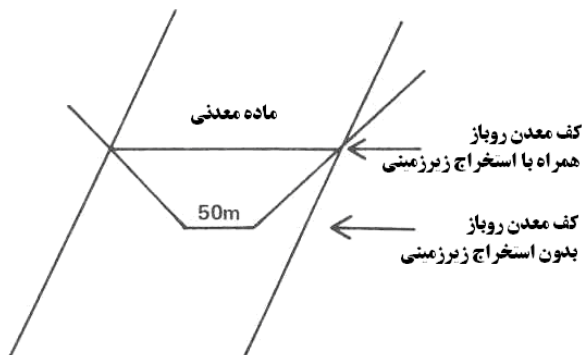
اغلب اوقات استخراج ماده معدنی با حداقل عرض ۵۰ متری پله امکان پذیر است. بنابراین در مکان هایی که عرض ماده معدنی بیش از ۵۰ متر باشد، می توان عمق پیت را در توده معدنی تا جایی افزایش داد که این عرض حداقل به دست آید، بدون این که هیچ سنگ باطله اضافی برداشت شود. اما اگر استخراج طوری برنامه ریزی شده باشد که با روش های زیرزمینی ادامه پیدا کند، باید کف پیت را هموار باقی گذاشت (شکل ۳-۲۱).

همانطور که پیش از این تأکید شده بود، استخراج روباز تا جایی ادامه خواهد یافت که هزینه های آخرین تناژ ماده معدنی از هزینه های ناشی از استخراج همان مقدار ماده معدنی بیشتر نشود. هزینه استخراج زیرزمینی ممکن است در بخش های مختلف معدن متفاوت باشد.

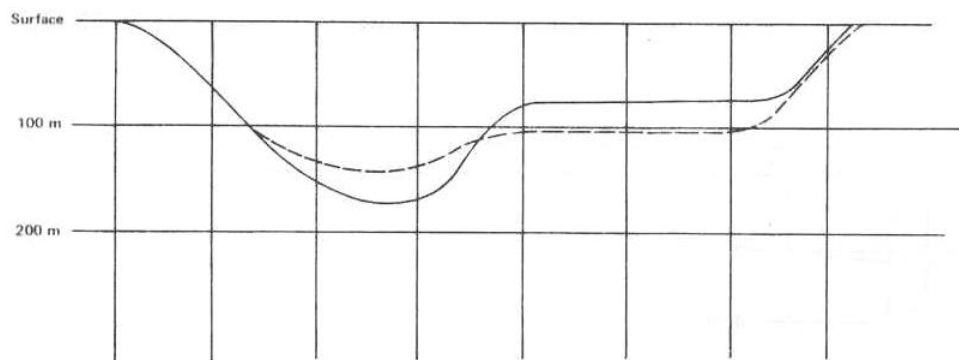
شکل ۳-۲۲ مقطع طولی از یک کانسار را نشان می دهد. در مقطع سمت چپ عرض ها بزرگتر از بخش راست هستند، یعنی می توان پیت را در آن مقاطع عمیق تر کرد.

بخشی از کانسار ترازهای ۱۰۰ و ۲۰۰ متر که به روش های روباز استخراج نمی شوند. ممکن است نیاز به آماده سازی مخصوص و پرهزینه زیرزمینی داشته باشد. بنابراین افزایش عمق پیت تا حدی می تواند از بعضی از این مخارج جلوگیری کند. همچنین عرض توده معدنی در این مقاطع کوچک است، یعنی این که سرمایه گذاری باید صرف تناژ کمتری نسبت به مقاطع عریض تر شود و در نتیجه هزینه های بیشتری به

ازای هر تن ماده معدنی به وجود خواهد آمد. در مقاطع عریض هزینه‌های استخراج زیرزمینی به ازای هر تن ارزان‌تر است یعنی معدن روباز کم عمق‌تر خواهد شد.



شکل ۳-۲۱. کف پیت همراه با و بدون استخراج زیرزمینی (Nilsson, 1982).

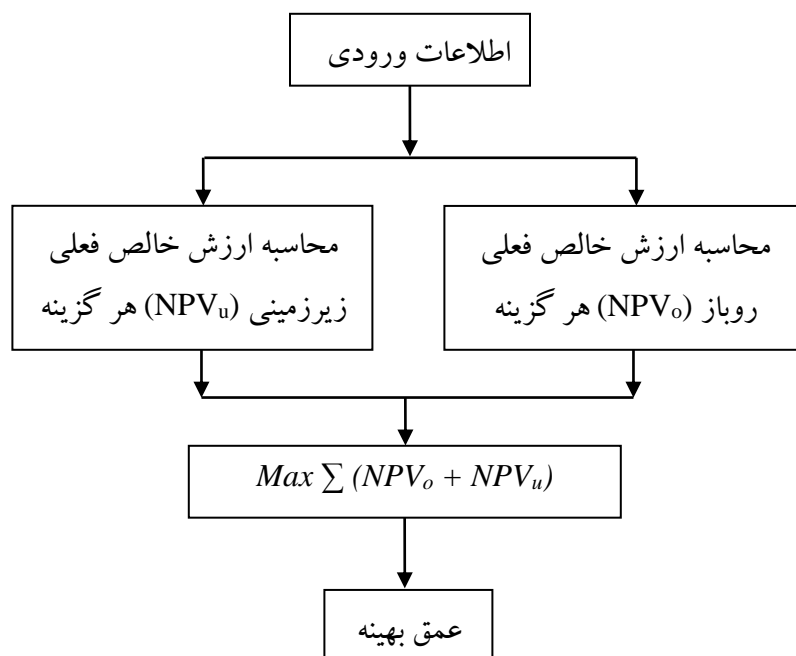


شکل ۳-۲۲. مقطع طولی از کانسار با استخراج روباز (Nilsson, 1982).

بنابراین برای تصمیم‌گیری صحیح لازم است که، یک الگو از معدن زیرزمینی وجود داشته باشد و بررسی شود که اگر عمق پیت تغییر کند، آیا هزینه‌های استخراج زیرزمینی در مقاطع مختلف تغییر خواهد کرد (Nilsson, 1982).

۳-۵. روش مورد استفاده در این تحقیق

به علت سهولت و بهینه بودن روش نیلسون نسبت به سایر روش‌ها، در این تحقیق از این روش استفاده شد. به منظور تعیین حد روباز - زیرزمینی گزینه‌های (سناریوهای) متعددی باید در نظر گرفته شود و ارزش خالص فعلی و نرخ بازگشت داخلی آنها محاسبه شود. روند نمای تعیین عمق بهینه روباز - زیرزمینی به صورت شکل ۳-۲۳ می‌باشد.



شکل ۳-۲۳. روند نمای تعیین عمق بهینه برای استخراج ترکیبی روباز و زیرزمینی.

با توجه به روند نمای فوق برای تعیین حد روباز - زیرزمینی به روش ماکزیمم سازی مجموع ارزش

خالص فعلی روباز و زیرزمینی مراحل زیر باید طی شود:

الف. تخمین ذخیره با کمک نرم افزار Datamine.

این نرم افزار توسط شرکت Mineral Industries Computing تهیه شده است. کاربرد این

نرم افزار در مرتب کردن داده‌های ذخایر در حالت دو بعدی و سه بعدی و مدلسازی است. این

برنامه برای ذخایر مختلف مانند رگه‌ای، لایه‌ای و توده‌ای استفاده می‌شود. از دیگر قسمت های این نرم افزار می توان به زمین آمار، برنامه ریزی و طراحی در مراحل مختلف اشاره کرد. در ضمن Datamine می تواند با عکس های طبیعی که از معدن گرفته شده است کار نماید.

ب. طراحی محدوده نهایی گزینه های مختلف معدن روباز

ج. برآورد هزینه های روباز گزینه های مختلف

د. طراحی معدن زیرزمینی

ه. برآورد هزینه های معدن زیرزمینی

و. محاسبه ارزش هر تن کنسانتره

ز. تعیین حد روباز و زیرزمینی: این کار را می توان به کمک نرم افزار Maxipit انجام داد.

در نرم افزار Maxipit، پیت نهایی معدن در جهت بهینه شدن ارزش خالص فعلی طرح تعیین می گردد. پیت بهینه که همان اقتصادی ترین پیت می باشد توسط الگوریتم لرج و گروسمن تعیین می گردد. مدل اقتصادی معدن بیشترین تاثیر را در محاسبه پیت نهایی دارد. به همین دلیل داده های اولیه جهت محاسبه مدل اقتصادی معدن بایستی از دقت بسیار بالایی برخوردار باشند. مدل اقتصادی کانسار بر مبنای ارزش خالص هر بلوک ساخته می شود. اصول کار این نرم افزار به طور کامل در فصل چهارم شرح داده می شود.

فصل چهارم

آشنایی با نرم افزار

MAXIPIIT

فصل چهارم: آشنایی با نرم افزار Maxipit

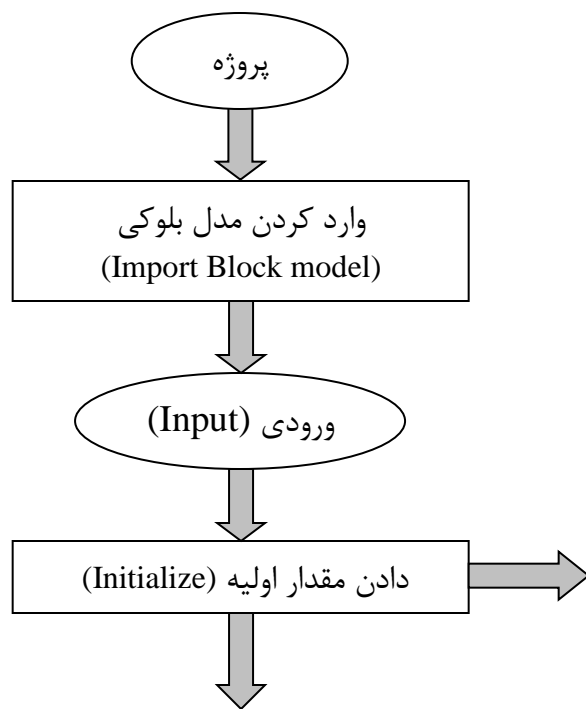
۴-۱. مقدمه

نرم افزار MaxiPit از مجموعه نرم افزارهای شرکت Earthworks می باشد که برای بهینه سازی پوسته پیت نهایی^{۱۳} و سکانس پیت^{۱۴} به کار می رود. این نرم افزار قابلیت برقراری ارتباط با نرم افزارهای گروه Earthworks را دارد و می توان مدل بلوکی را به راحتی از Datamine، Vulcan، Medsystem، Surpac، Micromine و generic text و SQL database files وارد و خارج کرد.

این نرم افزار، بهینه سازی پیت نهایی را براساس روش لرچ و گروسمن^{۱۵} انجام می دهد و طرز عمل ویژه ای برای چندین نوع ماده معدنی، چندین روش فرآوری و عیارها یا محصولات مختلف در آن وجود دارد. یک سری ابزارهای فعل و انفعالی^{۱۶} در آن ارائه شده است که می توان سطوح و مرزهای مناطق شیب دار را ایجاد کرد، و پلی گون های حدود پیت را تعریف کرد. کاربر می تواند با اختصاص نرخ تنزیل و نرخ تولید معدن، سکانس استخراجی بلوک را طوری تعیین کند که ارزش خالص فعلی بهینه پیت و یا محصول امتزاج یافته بهینه در طی عمر معدن به دست آید (Maxi pit manual).

13. Pit shell
14. Pit sequencing
15. Lerchs-Grossman
16. Interactive

هر بلوک در مدل خروجی به طور جداگانه شماره گذاری شده است تا از نظر تئوری بهترین سکانس استخراجی را نشان دهد. در یک توالی بهینه سازی، می توان هر تعداد فاز پیت^{۱۷} ایجاد کرد که بر اساس فاکتور کاهش سود می باشد. فازهای پیت مجموعه ای از پیت های تودرتو ارائه می کند که نشان دهنده حساسیت پیت نهایی نسبت به تغییرات قیمت و هزینه است. شماره های سکانس و فاز که در مدل خروجی ذخیره شده اند، بهترین راهنما برای ابتدایی ترین طراحی دستی پیت های موقتی است. در روند نمای زیر چگونگی شروع کار با MaxiPit نشان داده شده است.



شکل ۴-۱. روند نمای شروع به کار نرم افزار MaxiPit

ورودی مدل:

۱. مدل بلوکی که مشخصات زمین شناسی و ژئوشیمیایی منبع (کانسار) را تعریف کند،

17. Pit phase

۲. تنظیمات قیمت، هزینه و بازیابی.

خروجی مدل:

۱. سطح پیت نهایی، ۲. پیت تودرتو یا سطوح فاز، ۳. مدل بلوکی حاوی سود، فاز و سکانس، ۴.

ارائه گزارش متنی^{۱۸} و صفحه گسترده^{۱۹}، ۵. گزارش ذخیره پله، ۶. منحنی های تناژ عیار، ۷.

نمودارها، ۸. تصویر^{۲۰} مقاطع و پله ها.

مجموعه ابزارهای بهینه سازی عبارت اند از:

- مدل اقتصادی^{۲۱}: محاسبه ارزش بلوک ها برای چندین محصول، چندین نوع سنگ، چندین روش فرآوری، و بازیابی های مختلط.
- پیت نهایی: محاسبه پیت نهایی و فازهای پیت با روش لرج و گروسمن، استفاده از مفهوم فازها در محدوده با محاسبه بلوک به بلوک سکانس استخراجی، به دست آوردن بازه ای از ارزش های خالص فعلی (NPV) بالقوه.
- پیت های امتزاج یافته: محاسبه پوسته پیت امتزاج یافته بهینه و سکانس استخراجی، ایجاد سکانسی از پیت های امتزاج یافته.

۴-۲. اعتبار پیت نهایی ایجاد شده توسط MaxiPit

یک شرکت مستقل در امور مربوط به مشاوره استخراج جهانی مأمور شد تا پیت نهایی ایجاد شده

توسط MaxiPit را با پیت ایجاد شده توسط رقیب گران قیمت آن یعنی Whittle Four-D مقایسه کند. در

18. Text
19. Spreadsheet
20. Plot
21. Economic model

گزارش این شرکت مشاوره آمده است که " نتایج مقایسه‌ها هیچ‌گونه تفاوت قابل توجه بین پیت نهایی ایجاد شده توسط MaxiPit و Whittle Four-D نشان نمی‌دهد. تفاوت موجود در تناژ و فلز محصول، قابل اغماض است، و تفاوت زیاد در حجم پیت کلی مربوط به دقت مدل‌سازی شیب است که باید از آن صرف نظر کرد (Maxi pit manual).

۳-۴. تفاوت MaxiPit و NPV Scheduler

MaxiPit می‌تواند، پیت نهایی، فازهای پیت و سکانس بهینه استخراج را ایجاد کند. NPV Scheduler تمام کارهای MaxiPit را انجام می‌دهد اما خود کاربر طراحی Pushback و بهینه‌سازی زمان‌بندی تولید را انجام می‌دهد. به عبارت دیگر NPV Scheduler هم پیت نهایی و هم پیت بهینه را پیدا می‌کند.

بهینه‌سازی معدن توسط نرم افزار NPV Scheduler در پنج مرحله انجام می‌شود. ۱- تشکیل مدل اقتصادی ۲- یافتن پیت نهایی ۳- تشکیل پوش بک‌ها^{۲۲} ۴- بهینه‌سازی زمان‌بندی تولید^{۲۳} و ۵- بهینه‌سازی محل انباشت باطله^{۲۴}.

درستی هر مرحله به داده‌های ورودی و (به غیر از مدل اقتصادی) به نتایج بهینه‌سازی‌های قبلی آن وابسته است.

۴-۴. بهینه‌سازی معدن توسط Maxipit

نرم افزار Maxipit در دو مرحله بهینه‌سازی معدن را انجام می‌دهد:

۱- تشکیل مدل اقتصادی و ۲- یافتن پیت نهایی. درستی هر مرحله منوط به داده‌های ورودی آن و برای پیت نهایی وابسته به ساختن مدل اقتصادی است.

22. Pushbacks
23. Production Schedules
24. Stockpile

تنظیمات مورد قبول کاربر: در پنجره محاوره‌ای Option، پارامترهایی که به صورت پیش فرض در پروژه‌های جدید استفاده خواهند شد، تنظیم می‌شوند. پارامترهایی مانند: واحد پول، واحد وزن، واحد حجم، تعداد روز کاری سال، نرخ تنزیل و مسیر پیش فرض پروژه.

۴-۵. وارد کردن مدل زمین شناسی

داده‌هایی که می‌توان از یک منبع خارجی وارد نرم افزارهای Maxipit کرد شامل موارد زیر است.

- مدل بلوکی
 - پوسته‌هایی همانند توپوگرافی ابتدایی، پوشش بک‌ها یا پوسته‌های تعیین کننده شیب پیت.
 - چند ضلعی‌های که حدود پیت یا شیب پیت را تعریف می‌کنند.
 - موارد دیگر، همانند نقاطی که برای تعیین مکان به کار می‌روند.
- در هر پروژه حتماً باید مدل بلوکی وارد شود. وارد کردن داده‌های دیگر اختیاری است.

۴-۵-۱. قالب‌های^{۲۵} مدل بلوکی

خروجی مدل بلوکی نرم‌افزارهای معدنی زیر را به راحتی می‌توان به عنوان ورودی نرم افزار Maxipit مورد استفاده قرار داد.

- Datamine binary file
- هر نوع مدل بلوکی استاندارد فایل باینری Datamine (*.dm) را می‌توان وارد کرد که حاوی بلوک‌ها و ریز بلوک‌ها^{۲۶} است. حجم هر بلوک به طور خودکار توسط ابعاد هر بلوک محاسبه می‌شود. وزن هر بلوک نیز به طور خودکار توسط ستون چگالی مدل محاسبه می‌شود.

25. Format

- Medsystem filetype15
- Micromine
- Placer OP
- Surpac
- Volcan BMF and ACII Format
- فرمت‌های دیگر مدل بلوکی

قالب‌هایی از نوع ODBC , Text و Earthwork Exchange Data Source را نیز می‌توان وارد نرم افزار کرد.

۴-۵-۲. محتویات مدل بلوکی

مدل بلوکی، مشخصات توده سنگ را تعریف می‌کند و این کار را با تقسیم توده سنگ به شبکه‌ای سه بعدی با زوایای قائمه انجام می‌دهد که، به نام بلوک‌ها یا بلوک‌ها توصیف می‌شوند. مکان بلوک‌ها توسط سیستم مختصات جهانی XYZ و یا توسط مختصات صحیح نسبی IJK به دست می‌آید. هر بلوک یا ریز بلوک مدل بلوکی حاوی مشخصات سه بعدی مکانی، اندازه بلوک و اطلاعاتی در مورد ویژگی توده سنگ موجود در بلوک است.

مدل بلوکی باید به طور کامل توسط بلوک‌ها پر شود. مناطقی که بلوک ندارند تهی تعریف می‌شوند و به صورت پیش فرض هنگام تنظیم داده‌های ورودی مناطق تهیه به عنوان بلوک‌های باطله یا هوا قرار خواهند گرفت.

نکته: مدل حتماً باید حاوی بلوک‌های ماده معدنی و هم باطله یا بلوک‌های ماده معدنی و هوا باشند. مدل‌هایی که به طور انحصاری، فقط مدل ماده معدنی را شامل می‌شوند قابل استفاده نیستند. اگر ستون سود (ارزش بلوک‌ها) همراه مدل وارد شود آنگاه مدل زمین شناسی حتماً باید بلوک‌های ماده معدنی و باطله را در بر داشته باشد (Maxi pit manual).

۴-۵-۳. ستون‌های اطلاعات در مدل

ویژگی‌های بلوک یا ریز بلوک توسط ستون‌های داده در مدل مشخص می‌شود. در Maxipit می‌توان ستون‌های زیر را به کار برد:

- ستون عیار محصول یا دیگر ویژگی‌های ماده معدنی. محتوای این ستون را می‌توان به صورت کمیت‌های کلی (وزن کلی محصول در بلوک)، عیار (وزن محصول در واحد وزن سنگ) یا درصد عیارها بیان کرد.
- ستون چگالی سنگ (وزن سنگ در واحد حجم سنگ).
- ستون تناژ سنگ (فقط زمانی بکار می‌رود که از چگالی استفاده نشود).
- ستون حجم (ستون چگالی یا چگالی پیش فرض نیز باید وجود داشته باشد).
- ستون نسبت ماده معدنی (fraction field) که نسبت تناژ بلوک یا ریز بلوک ماده معدنی را مشخص می‌کند. تمامی عیارهای عناصر باید با توجه به تناژ ماده معدنی مشخص شود و نه کل تناژ بلوک.
- ستون درصد ماده معدنی که درصد تناژ بلوک (ریز بلوک) ماده معدنی را مشخص می‌کند. تمامی عیارها باید با توجه به تناژ ماده معدنی مشخص شود و نه کل تناژ بلوک.
- ستون نوع سنگ (نوع سنگ را می‌توان توسط عدد یا کلمه تعریف کرد)
- ستون پیت (باید حاوی اعداد ۰ و ۱ و ۲ و ... باشد تا پیت تودرتو مربوط به هر بلوک را مشخص کند).
- فاکتور تنظیم هزینه‌های استخراج یا ستون MCAF (هزینه استخراج مرجع در MCAF ضرب می‌شود تا هزینه استخراج بلوک‌های مستقل محاسبه شود)

- فاکتور تنظیم هزینه فرآوری یا ستون PCAF (هزینه فرآوری مرجع در PCAF ضرب می شود تا

هزینه فرآوری هر بلوک مستقل محاسبه شود)

نکته مهم : مدل باید حداقل یک ستون محصول داشته باشد. تمامی ستون‌های دیگر انتخابی هستند و می توان مقادیر پیش فرض به آن‌ها تخصیص داد. تا بیست عدد ستون محصول را می توان وارد مدل کرد. می توان ستون محصول را با ستون سود جابجا کرد تا به طور مستقیم ارزش بلوک را مشخص کند.

۴-۶. تشکیل مدل اقتصادی

مدل اقتصادی Maxipit یک مدل بلوکی است که برای بهینه سازی مناسب است. ویژگی های مدل اقتصادی عبارتند از.

- مدل دارای بلوک‌ها (بلوک) است ولی هیچ ریز بلوکی ندارد.
- دو نوع مدل اقتصادی اصلی وجود دارد : مدل هزینه و مدل سود. مدل هزینه سه ستون مالی دارد: ۱- درآمد^{۲۷}، مربوط به درآمد ناخالص حاصل از فروش محصول موجود در بلوک است ۲- هزینه استخراج^{۲۸} و ۳- هزینه فرآوری^{۲۹}. ولی مدل سود تنها ستون درآمد دارد و این ستون مربوط به درآمد خالص حاصل از استخراج و فرآوری بلوک است.

1. Revenue
2. Mining cost
3. Processing cost

- دیگر ستون‌های مدل شامل سنگ^{۳۰} (تناژ کلی بلوک)، کانه^{۳۱} (تناژ کلی ماده معدنی)
- ستون‌های درآمد، سنگ و کانه باید همیشه وجود داشته باشند. کاربر پیکره دیگر ستون‌ها را تعریف می‌کند. ستون‌های محصول می‌توانند محصول برجا، محصول بازیابی شده و یا هر دو را مشخص کند.

توجه: اگر کاربر بخواهد پارامترهای قیمت و هزینه را تعریف کند و اجازه دهد ابزار مدل اقتصادی، ارزش بلوک جدید را محاسبه کند، باید مدل هزینه را انتخاب کند. اما اگر ارزش بلوک‌ها همراه مدل زمین‌شناسی وارد شده باشد و کاربر نخواهد مدل اقتصادی ارزش بلوک‌ها را محاسبه کند، باید مدل سود را انتخاب کند.

۴-۶-۱. هزینه‌های استخراج

هزینه‌های استخراج را می‌توان به صورت واحد وزن و یا واحد حجم وارد کرد. درصد ترقیق عیار محصول و درصد بازیابی وزن محصول استخراجی را نیز باید در نظر گرفت.

پارامتر ترقیق استخراج، بیانگر میزان ترقیق در عملیات استخراج است. به عنوان مثال ۵٪ ترقیق استخراج به این معنا است که فاکتور ترقیق ۱/۰۵ می‌باشد. فاکتور ترقیق استخراج برابر است با نسبت بین وزن سنگ فرستاده شده برای فرآوری و وزن ماده معدنی، به عنوان مثال ۱۰۰۰ تن ماده معدنی در ۱۰۵۰ تن سنگ ترقیق شده است و این ۱۰۵۰ تن به کارخانه فرستاده می‌شود.

ترقیق استخراج اثرات زیر را بر روی مدل اقتصادی دارد:

- هزینه‌های واحد، فرآوری را افزایش می‌دهد. اگر هزینه فرآوری در هر تن ۱۰\$ باشد، آن گاه با فاکتور ترقیق ۱/۰۵، هزینه فرآوری ۱۰/۵۰\$ خواهد شد.

4. Rock
5. Ore

- عیار حد اقتصادی افزایش می‌یابد.
 - اگر بازیابی محصول به صورت تابعی از عیار تعریف شود، آن گاه به دلیل ترقیق، بازیابی کاهش می‌یابد.
 - ارزش بلوک‌ها کاهش می‌یابند.
 - ممکن است تناژ ماده معدنی کاهش یابد چون با عیار حد بیشتر ممکن است ماده معدنی کمتری وجود داشته باشد. توجه کنید که Maxipit میزان تناژی از ماده معدنی را گزارش می‌کند که به صورت ماده معدنی بالاتر از عیار حد تعریف شده باشد و نه ماده معدنی ترقیق شده.
 - ممکن است وزن محصول به همان دلیل مشابه کاهش یابد. توجه کنید که Maxipit عیار محصول را با توجه به ماده معدنی برجا گزارش می‌کند. برای به دست آوردن عیار ترقیق لازم است که عیارهای گزارش شده را بر فاکتور ترقیق تقسیم کرد.
 - محصول بازیابی شده تحت تأثیر قرار می‌گیرد چون ممکن است با وجود ماده معدنی کم، بازیابی کمتری وجود داشته باشد.
- پارامتر بازیابی استخراج، بیانگر میزان بازیابی در عملیات استخراج است. به عنوان مثال ۹۰٪ بازیابی استخراج، فاکتور بازیابی ۰/۹ را نشان می‌دهد. فاکتور بازیابی استخراج بخشی از بلوک ماده معدنی را نشان می‌دهد که به کارخانه فرآوری خواهد رسید. به عنوان مثال ممکن است ۹۰۰ تن از ۱۰۰۰ تن سنگ معدنی به کارخانه برسد.
- بازیابی کمتر استخراج اثرات زیر را بر مدل اقتصادی دارد:
- ارزش بلوک‌های ماده معدنی کاهش می‌یابد، چون ماده معدنی کمتری فرآوری می‌شود. توجه کنید که عیار حد تحت تأثیر قرار نخواهد گرفت.
 - محصول بازیابی شده کاهش می‌یابد.

- تناژهای کانی برجای گزارش شده و عیارهای محصول تحت تأثیر قرار نمی‌گیرد. با ضرب تناژهای گزارش شده در فاکتور بازیابی می‌توان تناژهای حقیقی از کانی که فرآوری می‌شود را به دست آورد.

۴-۶-۲. قرار دادن هزینه‌های استخراج

هزینه استخراج در واحد وزن یا واحد حجم، ترقیق استخراج، بازیابی استخراج، فاکتور تنظیم هزینه‌های استخراج (CAF)، هزینه‌های بازسازی، هزینه فرآوری و هزینه‌های استخراج با توجه به پله استخراجی و فاصله باید وارد شود.

هزینه‌های استخراج برای یک بلوک معدنی یا باطله‌ای که در پله k زیر پله مبنا قرار دارد از فرمول زیر محاسبه می‌شود.

$$\text{هزینه نموی} \times (\text{پله مبنا} - k) + \text{هزینه استخراج مبنا} = \text{هزینه استخراج}^{32}$$

ارزش بلوک‌ها از پیش نیازهای بهینه سازی پیت و زمانبندی تولید است. روش تعیین این ارزش‌ها در کتاب‌های معدنی نظیر "طراحی و برنامه ریزی معادن روباز" به تفصیل شرح داده شده است (هاسترو لاید و کوچتا، ۱۹۹۵). در Maxipit ارزش بلوک‌ها یا در خارج نرم افزار محاسبه می‌شود و یا بر اساس قیمت موجود و اطلاعات هزینه، ارزش بلوک‌ها در نرم افزار حساب می‌شود.

ارزش بلوک‌ها بر اساس اطلاعات عمومی تعریف شده در مدل اقتصادی و داده‌های مختص بلوک در مدل زمین شناسی محاسبه می‌شود (Maxi pit manual).

۴-۶-۳. گزینه استخراج زیرزمینی

32. Incremental cost

هنگامی که برای حداقل یک نوع سنگ روش استخراج زیرزمینی تعریف شود، ارزش بلوک در استخراج زیرزمینی نیز محاسبه می‌شود. این ارزش‌ها مشابه روش روباز به دست می‌آیند، ولی هزینه استخراج، فاکتورهای تعدیل هزینه‌ها و هزینه‌های بازسازی در نظر گرفته نمی‌شوند، بنابراین:

(هزینه‌های فرآوری) - (درآمد ناخالص از هر بلوک) = ارزش بلوک در استخراج زیرزمینی

درآمد حاصل از هر بلوک با توجه به روش فرآوری زیرزمینی محاسبه می‌شود، و فاکتورهای

تنظیم هزینه CAF برابر یک و هزینه‌های بازسازی برابر صفر می‌باشد.

برای پروژه‌هایی که هم روش استخراج روباز و هم زیرزمینی به کار می‌رود، از لحاظ اقتصادی،

ممکن است، استخراج زیرزمینی بر پیت نهایی روباز اثر بگذارد.

پیت نهایی همراه با گزینه زیرزمینی با تعدیل ارزش بلوک‌های اقتصادی به صورت زیر برای

بهینه‌سازی به دست می‌آید:

ارزش بلوک وقتی به صورت زیرزمینی - ارزش بلوک وقتی به صورت = ارزش جدید
استخراج می‌شود روباز استخراج می‌شود

برای در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی توسط Maxipit باید حداقل یک روش فرآوری زیرزمینی

برای حداقل یک نوع سنگ تعریف شود.

از روش‌های زیرزمینی برای محاسبه ارزش بلوک‌ها در زمان استخراج زیرزمینی استفاده می‌شود و

برنامه پیت نهایی با استفاده از این ارزش‌ها، پیت نهایی و فازها را محاسبه می‌کند. فقط ارزش بلوک‌هایی

که به روش روباز استخراج می‌شوند، برای آمار پیت روباز استفاده می‌شود، بنابراین آمار حقیقی پیت

رو باز گزارش و نمودار می‌شود.

نکته ۱: اگر یک بلوک حاوی بخش‌هایی باطله و ماده معدنی باشد، فرض می‌شود که فقط بخش حاوی

ماده معدنی به صورت زیرزمینی استخراج می‌شود و از بخش‌های حاوی باطله صرف نظر می‌شود.

نکته ۲: تمامی هزینه‌های استخراج زیرزمینی در هزینه‌های فرآوری آورده می‌شود. هزینه‌های استخراج در محاسبه "ارزش بلوک‌ها در روش استخراج زیرزمینی" در نظر گرفته نمی‌شود، بنابراین باید تمام هزینه‌های استخراج زیرزمینی در هزینه‌های فرآوری روش زیرزمینی آورده شود.

نکته ۳: از بعضی از پارامترهای روباز صرف نظر می‌شود.

پارامترهای زیر در محاسبه "ارزش بلوک در روش استخراج زیرزمینی" منظور نمی‌شوند: فاکتورهای تنظیم هزینه فرآوری و استخراج (هنگامی که همراه مدل بلوکی وارد می‌شوند)، فاکتورهای تنظیم هزینه استخراج نوع سنگ، نسبت ترقیق استخراج، بازیابی استخراج و هزینه بازسازی.

نکته ۴: از کد متفاوتی برای نوع سنگ در استخراج زیرزمینی استفاده می‌شود.

اگر تنها تعدادی از بلوک‌ها برای استخراج زیرزمینی در نظر گرفته شده‌اند، باید نوع سنگ متفاوتی به آن‌ها اطلاق شود و روش فرآوری زیرزمینی جداگانه‌ای را فقط برای این نوع سنگ به کار برده شود.

نکته ۵: قبل از اجرای نرم افزار در قسمت پیت نهایی می‌توان نسبت به در نظر گرفتن و یا انصراف از استفاده روش زیرزمینی تصمیم گرفت.

اگر بعد از تعریف روش فرآوری زیرزمینی و شروع مدل اقتصادی کاربر تمایل دارد که از گزینه زیرزمینی هنگام اجرای برنامه پیت نهایی صرف نظر کند، باید پنجره محاوره‌ای تنظیمات پیت نهایی را باز کرد و از انتخاب گزینه "Underground processing option" صرف نظر کند (Maxi pit manual).

۴-۷. تشکیل پیت نهایی روباز

مدول بهینه سازی پیت نهایی، پوسته پیت نهایی^{۳۳} و سکانس استخراجی^{۳۴} (ES) حاوی چند یا همه بلوک‌ها در پیت نهایی را تشکیل می‌دهد، که این کار بر اساس تنظیمات پیت نهایی و مدل اقتصادی می‌باشد.

پیت نهایی را می‌توان بر اساس پیت لرچ و گروسمن^{۳۵}، پیت ماکزیمم^{۳۶} تشکیل داد و یا از یک منبع دیگر وارد Maxipit کرد. سکانس استخراجی را می‌توان بر اساس NPV یا برای اهداف امتزاجی (تعریف شده توسط کاربر) بهینه سازی کرد. تمام بلوک‌ها در سکانس استخراجی پیت بهینه را مشخص می‌کنند.

۴-۷-۱. مفاهیم

- پیت نهایی لرچ و گروسمن (LG): پوسته پیت که بیشترین جریان نقدینگی تنزیل نیافته برای پارامترهای اقتصادی و شیب دیواره داده شده، از آن به دست می‌آید. واژه پیت نهایی برای بزرگ‌ترین پیت نهایی LG بکار می‌رود.
- پیت نهایی تنزیل یافته^{۳۷}: یک پوسته پیت LG برای ارزش بلوک‌ها که بر طبق روش تنزیل یافته Top-Down، به دست آمده است. روش Top-Down بر اساس، ضرب ارزش بلوک در فاکتور تنزیلی به دست می‌آید که تابعی از هزینه سالانه پول، تخمین میانگین نرخ پیشروی عمودی سالانه استخراج و عمق نسبی بلوک می‌باشد.
- پیت نهایی ماکزیمم^{۳۸}: پیت نهایی LG که با قراردادن تمام هزینه‌ها برابر صفر به دست آمده است. پیت نهایی ماکزیمم حاوی کل ماده معدنی و باطله‌ای است که به منظور استخراج ماده معدنی تحت شیب دیواره باید جابجا شوند.

-
1. Ultimate pitshell
 2. Extraction Sequence
 3. Lerchs -Grossman pit
 4. Maximum Resource pit
 5. Discounted Ultimate Pit
 6. Maximum Resource ultimate pit

- پیت تودرتو^{۳۹}: یک پیت کوچک با شیب حقیقی دیواره درون یک پیت بزرگ تر.
- سکانس استخراجی: سکانسی از بلوک‌ها که اگر یکی یکی به ترتیب استخراج شوند، یک سکانس از پیت‌های تودرتو ایجاد می‌کنند که یک پیت ممکن است فقط با یک بلوک با پیت بعدی فرق داشته باشد.
- سکانس استخراجی با NPV بهینه: یک سکانس استخراجی که بیشترین NPV برای مدل اقتصادی و شیب دیوارهای پیت خواهد داد.
- سکانس استخراجی امتزاج یافته: یک سکانس استخراجی که پیت‌های تودرتو را با توجه به نیازهای امتزاجی مورد قبول کاربر تشکیل خواهد داد.
- فازهای LG: یک سکانس از پیت‌های نهایی تودرتوی LG که با پارامترهای اقتصادی متغیر همانند، ارزش بلوک‌ها، قیمت محصول یا هزینه‌های استخراج، به دست می‌آید. فازهای LG می‌تواند توسط روش Top-Down، تنزیل پیدا کند.
- پیت با NPV بهینه: یک پیت تودرتو که با استخراج تمامی بلوک‌ها در سکانس استخراجی بهینه NPV به دست می‌آید. ممکن است این پیت مشابه پیت نهایی LG مربوط به هزینه‌ها و قیمت‌های مینا باشد.
- پیت امتزاج یافته بهینه: یک پیت تودرتو که با استخراج تمامی بلوک‌ها در سکانس استخراجی امتزاج یافته به دست می‌آید (Maxi pit manual).

۴-۷-۲. عملکرد

7. Nested pit

عملکرد مدول پیت نهایی منوط به تنظیمات و انتخاب‌هایی است که انجام می‌شود. اگر تشکیل سکانس استخراجی NPV بهینه انتخاب شود، نرم افزار پیت نهایی را پیدا می‌کند، یک سکانس از فازهای LG ایجاد می‌کند، و سکانس استخراج NPV بهینه را تخمین می‌زند. فازهای LG کمک می‌کنند که سکانس استخراج ایجاد شود و بعد از آن هیچ گونه اهمیتی ندارند چون سکانس استخراجی دارای اطلاعات بسیار کامل تری در مورد پیت است.

اگر تشکیل سکانس استخراجی امتزاج یافته انتخاب شود، برنامه پیت نهایی را پیدا خواهد کرد و سکانس استخراجی امتزاجی را تخمین می‌زند. در این حالت فازها ایجاد نمی‌شوند، اما می‌توان بعد از آن پیت‌های تودرتو را تشکیل داد. سکانس استخراجی به عنوان ورودی قسمت ایجاد کننده پوش بک می‌باشد.

۴-۷-۳. تخمین NPV

مدول پیت نهایی دو نوع تخمین مهم NPV را انجام می‌دهد:

- تخمین کم NPV به مثابه استخراج پله به پله کل پیت نهایی است، یعنی کل یک پله باید قبل از شروع استخراج پله زیری، برداشته شود.
- تخمین زیاد NPV به مثابه استخراج بلوک‌هایی است که توسط سکانس استخراج بهینه تعریف شده باشند.

این دو تخمین بازه‌ای از ارزش‌های خالص فعلی برای معدن تعیین می‌کند. معمولاً NPV حقیقی جایی بین تخمین‌های زیاد و کم قرار دارد، چون سناریوهای استخراج مربوط به آن‌ها یا اغلب غیر عملی هستند (سکانس استخراجی) و یا غیر بهینه (پیت نهایی)، برای به دست آوردن تخمین صحیح تری از NPV باید طراحی و زمان‌بندی پوش بک‌ها انجام شود.

۴-۷-۴. روش شناسی

۴-۷-۴-۱. پیت نهایی

Maxipit پیت نهایی لرچ و گروسمن را با استفاده از روش سیمپلکس دوگان^{۴۰} پیدا می کند. از آن جایی که پیت های نهایی LG بر اساس پارامترهای اقتصادی می باشند، با تغییر پارامترهای اقتصادی همانند هزینه ها و قیمت ها، می توان سکانشی از پیت های نهایی تودرتو (فازهای LG) را تشکیل داد. نرم افزار Maxipit با استفاده از فازهای LG، سکانشی های استخراج NPV بهینه را تولید می کند. از فازهای LG می توان برای آنالیز حساسیت استفاده کرد.

پیت نهایی ماکزیمم نیز با به کارگیری روش سیمپلکس دوگانه در مدل بلوکی مشابه فوق به دست می آید که ارزش تمام بلوک ها برابر یک و ارزش بلوک باطله برابر صفر قرار داده می شود.

۴-۷-۴-۲. سکانشی استخراج NPV بهینه

یک سکانشی استخراج NPV بهینه، سکانشی از بلوک هایی است که بیشترین NPV را برای مدل اقتصادی موجود، با شیب خاص دیواره پیت، متوسط نرخ استخراج ویژه آن، و نرخ تنزیل موجود تشکیل می دهد. سکانشی استخراج، در واقع سکانشی از پیت های امکان پذیر تودرتو را مشخص می کند که یک پیت با پیت دیگر تنها با یک بلوک تفاوت دارد.

یک ارزش پیش بینی شده^{۴۱} برای بلوک B مجموع سودهای تنزیل یافته در B و دسته ای از بلوک ها که در مخروط معکوسی با رأس B قرار دارند می باشد.

⁴⁰ - Dual Simplex
⁴¹. Lookahead Value

Maxipit به دنبال یک سکانس استخراج بهینه می‌گردد که با استفاده از فازهای لرچ و گروسمن یک ترتیب تقریبی از بلوک‌ها در پیت نهایی ایجاد می‌کند و بلوک‌ها را با توجه به ارزش پیش‌بینی شده در هر فاز قرار می‌دهد.

۴-۷-۴-۳. سکانس استخراج امتزاج یافته

یک سکانس استخراج امتزاج یافته، سکانسی از بلوک‌ها در پیت نهایی (یعنی $\{b_1, b_2, \dots, b_n\}$)، با مشخصات زیر می‌باشد: برای هر عدد صحیح k بین ۱ تا n ، پیت حاصل از استخراج بلوک‌های b_1, b_2, \dots, b_k دارای شیب واقعی می‌باشند و ملزومات امتزاج را برآورده می‌سازند.

فرض کنید که دو نوع ماده معدنی A و B به نسبت یکسان باید با هم مخلوط شوند. یک متغیر هدف $T=A/B$ تعریف می‌شود، یک فاصله قابل قبول برای T بین 0.95 و 1.05 قرار می‌گیرد، و سکانس استخراج امتزاج یافته را برای n بلوک ایجاد می‌شود. آن گاه برای هر k بین ۱ و n پیت حاصل از استخراج بلوک‌های b_1, b_2, \dots, b_k پیت امکان‌پذیری است که حاوی مواد معدنی از نوع A, B با نسبت بین 0.95 تا 1.05 می‌باشد (Maxi pit manual).

۴-۷-۴-۴. تخمین NPV

در یک معدن تخمین NPV منوط به دانستن زمان استخراج هر بلوک است.

الف. محاسبه زمان

اگر کل تناژ معدنی در پیت نهایی O باشد و میانگین نرخ تولید روزانه ماده معدنی (تعریف شده توسط کاربر) D باشد؛ بنابراین، عمر معدن برابر $T=O/D$ پیش‌بینی می‌شود. اگر کل سنگ موجود در پیت نهایی

R باشد، نرخ استخراج روزانه R/T می‌باشد. زمان استخراج یک بلوک، به صورت کل تناژسنگی که باید قبل از بلوک استخراج شود تقسیم بر متوسط نرخ استخراج به دست می‌آید.

نکته ۱: برای تعیین زمان استخراج یک بلوک باید تناژ سنگی که قبل از این بلوک خارج شود موجود باشد.

نکته ۲: تناژ سنگی که قبل از بلوک استخراج می‌شود منوط به این است که پیت نهایی چگونه استخراج خواهد شد.

ب. فرمول NPV

ارزش خالص فعلی (NPV) یک بلوک با ارزش نقدینگی V به صورت زیر تعریف می‌شود:

$$v(T) = V/(1+d)^T \quad (۱-۵)$$

که d نرخ تنزیل روزانه و T زمان در آینده (به صورت روزانه از امروز تا زمان استخراج آن محاسبه می‌شود). توجه کنید که d نرخ درصدی نیست بلکه یک نسبت است، به عنوان مثال $d=0.01$ به مثابه این است که درصد نرخ تنزیل روزانه آن ۱٪ است. برای بازه‌ای از نرخ‌های تنزیل کاربردی، فرمول NPV را می‌توان به صورت زیر نیز به دست آورد:

$$v(T) = V*\exp(-d*T) \quad (۲-۵)$$

فرض کنید که درصد نرخ تنزیل سالانه برابر با $r=15\%$ تعریف شده باشد. در نتیجه نسبت نرخ روزانه برابر $d=0.15/365$ و داریم:

$$v(T) = V*\exp(-(r*0.01/365)*T) = V*\exp(-(0.15/365)*T)$$

NPV معدن برابر مجموع ارزش‌های $v(T)$ برای تمام بلوک‌ها در پیت نهایی می‌باشد.

ج. NPV برای پیت نهایی

با توجه به فرضیاتی در مورد این که چگونه پیت استخراج خواهد شد (نکته ۲)، تخمین‌های متفاوتی از NPV برای پیت نهایی به دست می‌آید.

- کل پیت نهایی به صورت پله به پله استخراج شود. در این حالت ما نمی‌توانیم ترتیبی را که بلوک‌ها در یک پله استخراج خواهند شد تشخیص دهیم. فرض کنید استخراج پله در زمان T_1 شروع شده باشد و در زمان T_2 استخراج خاتمه پیدا کند، Maxipit برای تمام بلوک‌ها در پله زمان استخراج یکسانی قرار می‌دهد $(T_1+T_2)/2$.
- فازها پله به پله استخراج شوند، فاز اول ۱، فاز بعدی ۲ و به همین ترتیب. Maxipit زمان استخراج یک بلوک را به روش یکسانی تخمین می‌زند اما در این حالت پله‌ها متعلق به فازهای به خصوصی هستند تا این که متعلق به کل پیت نهایی باشند.
- بلوک‌ها به ترتیب تعیین شده توسط سکانس استخراج بهینه استخراج شوند. در این حالت زمان استخراج یک بلوک با توجه به مکانی که در سکانس دارد تعیین می‌شود.

نکته: هیچ کدام از سه سناریوی استخراجی فوق مطابق با واقعیت نیستند. NPV مربوط به سناریوی اولی بدبینانه‌ترین تخمین است و بنابراین کمترین NPV احتمالی را خواهد داد. NPV مربوط به سناریوی سوم خوشبینانه‌ترین تخمین است و بنابراین بیشترین NPV احتمالی را خواهد داد (Maxipit manual).

فصل پنجم

مدلسازی کانسار گلپینی دو با استفاده از

نرم افزار DATAMINE

فصل پنجم: مدل سازی کانسار گل بینی دو با

DATAMINE استفاده از نرم افزار

۱-۵ مقدمه

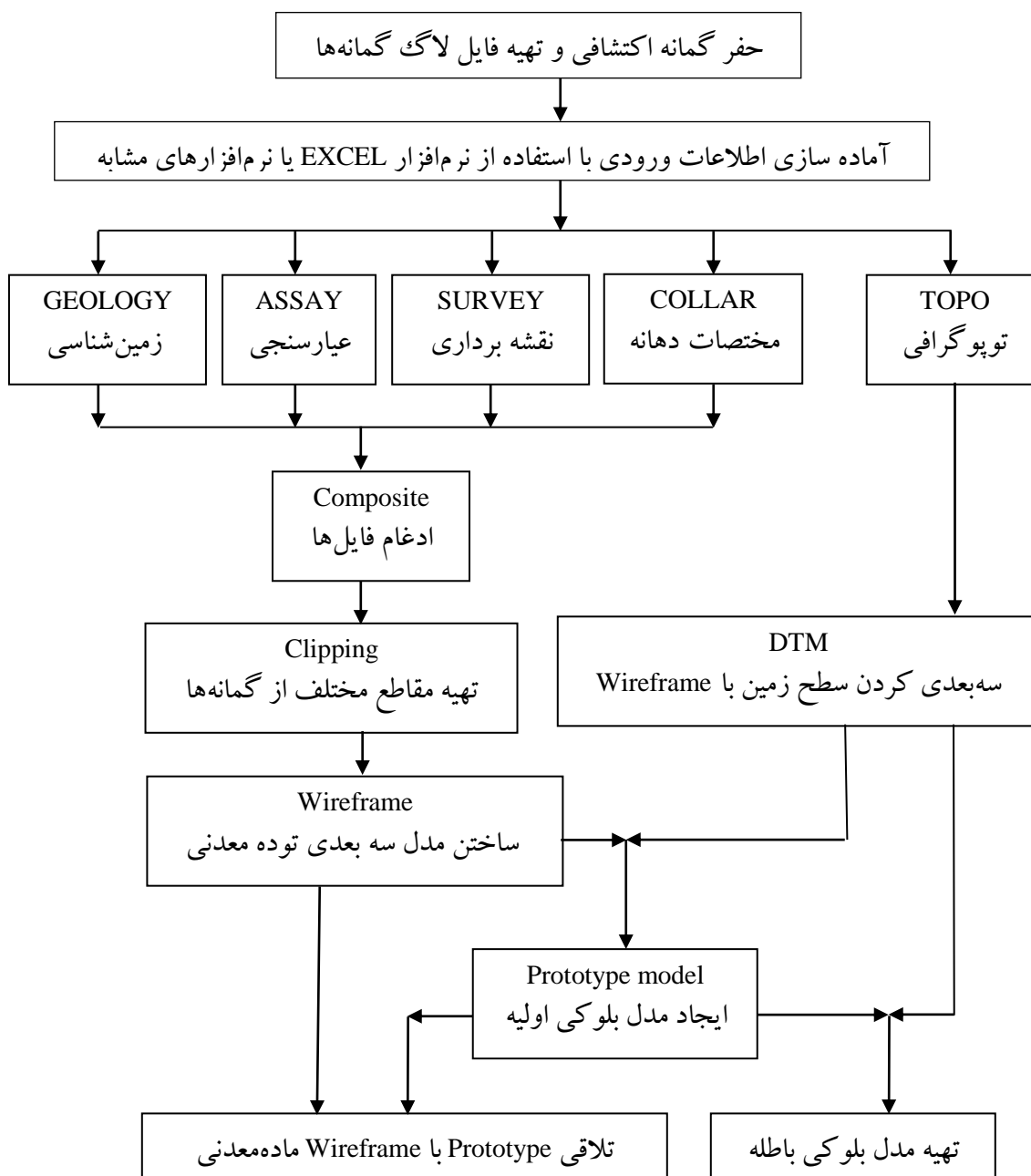
نرم افزار Datamine یکی از نرم افزارهای موثر و نسبتاً قوی در بخش مهندسی معدن است که توانایی طراحی و برنامه ریزی معادن روباز و زیر زمینی را دارا می باشد. نرم افزار Datamine (نسخه ۲/۱) توسط Mineral Industries Computing Ltd تهیه شده است. این نرم افزار با استفاده از زبان های برنامه نویسی Fortran و C++ طراحی شده است (Datamine manual). کاربرد این نرم افزار در مرتب کردن داده های ذخائر در حالت دو بعدی و سه بعدی و مدل سازی است. این برنامه برای ذخائر مختلف مانند رگه ای، لایه ای و توده ای مورد استفاده قرار می گیرد و همچنین توانایی طراحی و برنامه ریزی معادن روباز و زیر زمینی را دارا می باشد. این نرم افزار توانایی آن را دارد که با دریافت اطلاعات گمانه های اکتشافی و تجزیه تحلیل آنها و با توجه به توزیع عیار ماده معدنی مورد نظر، محدوده توده معدنی را مشخص کند و طرح استخراجی مناسب با آن توده معدنی را ارائه دهد. امکان محاسبات زمین آماری نیز در این نرم افزار وجود دارد. در حالت کلی روند ساخت یک مدل زمین شناسی توسط نرم افزار Datamine به پنج مرحله قابل تفکیک است:

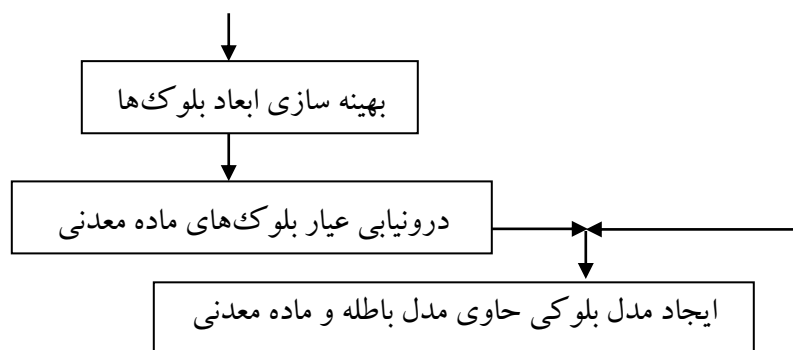
الف) آماده سازی اطلاعات ورودی،

ب) پردازش اطلاعات،

- ج) تهیه مقاطع زمین شناسی،
 د) تهیه مدل تور سیمی ۴۲ از مقاطع،
 ه) بلوک بندی مدل

در روندنمای شکل ۵-۱ مسیر کلی عملیات نشان داده شده است.





شکل ۵-۱. روندنمای مربوط به مراحل تهیه مدل بلوکی زمین‌شناسی توسط نرم‌افزار Datamine

۵-۲. آماده سازی اطلاعات ورودی

برای تهیه مدل در ابتدا با بررسی نگاره گمانه‌ها، اطلاعات در چهار فایل قابل استفاده توسط نرم‌افزار به نام‌های Assay، Collar، Geology و Survey ذخیره گردید و توپوگرافی منطقه در فایلی به نام Contours ذخیره شد که مشخصات آنها به شرح ذیل است:

فایل Assay: اطلاعات این فایل شامل شماره گمانه‌ها (BHID)، طول قسمت‌های آنالیز شده (From-To)، عیار عناصر (Al_2O_3, SiO_2) و کانی‌های مهم کانسار و مدول عیاری (نسبت Al_2O_3 به SiO_2) می‌باشد که نرم‌افزار روی آنها تجزیه و تحلیل انجام می‌دهد. برای کانسار گل بینی دو، این فایل حاوی ۴۲۸ سطر (رکورد) است که از حدود ۳۳ گمانه اصلی و ۳۴ گمانه فرعی که در اکتشاف تفضیلی در معدن گل‌بینی دو حفر شده‌اند، به دست آمده‌اند. در جدول ۵-۱ قسمتی از این فایل نشان داده شده‌است.

جدول ۵-۱. بخشی از فایل Assay.

BHID	FROM	TO	Al2o3	Sio2	MODULS
1	23.30	24.00	35.40	34.70	1.020
1	52.70	53.30	33.10	38.17	0.867
1	53.30	55.00	37.00	19.10	1.937
1	55.00	56.00	36.52	21.15	1.727

فایل Collar: در این فایل مشخصات گمانه‌ها (شماره گمانه و مختصات دهانه گمانه‌ها) که به صورت (x,y,z) است، به عنوان داده ورودی برای نرم‌افزار معرفی گردید. برای کانسار گل بینی دو، در این فایل

۶۷ سطر داده (رکوردها) وجود دارد و همانطور که پیش از این گفته شد ۳۳ گمانه اصلی و ۳۴ گمانه فرعی (در حین کار حفر شده‌اند) در آن وجود دارد. در جدول ۵-۲ قسمتی از این فایل نشان داده شده‌است.

جدول ۵-۲. بخشی از فایل Collar.

BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR
1	453790.000	4100813.000	1182.700
3	453703.000	4100762.000	1186.600
4	453835.000	4100839.000	1185.900
5	453671.000	4100792.000	1181.400

فایل Geology : اطلاعات این فایل شامل شماره گمانه‌ها، طول قسمت‌های آنالیز شده و نوع سنگ در هر طول از گمانه می‌باشد و به صورت کلی وضعیت زمین‌شناسی منطقه، سنگ‌های در برگیرنده به صورت ستونی به نرم افزار معرفی شد. برای کانسار گل بینی دو، در این فایل تعداد ۵۷۰ سطر داده موجود است که از ۳۱ گمانه اصلی به دست آمده‌اند. در جدول ۵-۳ قسمتی از این فایل نشان داده شده‌است.

جدول ۵-۳. بخشی از فایل Geology.

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
1	0.00	1.70	ALU	1
1	1.70	26.70	SAND	3
1	26.70	44.80	SHAL	4
1	44.80	52.70	SAND	3

فایل Survey : چگونگی قرار گرفتن چال در داخل زمین توسط این فایل وارد می‌شود. اطلاعات این فایل شامل شماره گمانه‌ها، وضعیت قائم یا شیب‌دار بودن گمانه، آزیموت گمانه شیب‌دار (BRG) و مقدار شیب گمانه (DIP) می‌باشد. به ترتیب از چپ به راست، شماره چال، آزیموت، عمق و شیب گمانه به صورت ستونی وارد نرم افزار گردید. برای کانسار گل بینی دو، از تعداد ۶۷ سطر این فایل، ۳۳ سطر آن مربوط به گمانه‌های اصلی می‌باشند. در جدول ۵-۴ قسمتی از این فایل نشان داده شده‌است.

جدول ۵-۴. بخشی از فایل Survey.

BHID	AT	BRG	DIP
------	----	-----	-----

1	0	0	90
3	0	0	90
4	0	0	90
5	0	0	90

فایل Topography: برای مشخص شدن سطح زمین و توپوگرافی منطقه و موقعیت ماده معدنی نسبت به آن، که خود دارای مختصات (X,Y,Z) می باشد به نرم افزار معرفی گردید. این فایل به دو صورت point و یا contour استفاده می شود. برای کانسار گل بینی دو، از فایل اتوکد استفاده شده است. در جدول ۵-۵ و ۶-۵ قسمتی از یک فایل point و contour نشان داده شده است.

جدول ۵-۵. بخشی از فایل *points*.

BHID	X	Y	Z
1	456407	4100578	1329.04
3	456406	4100583	1328.81
4	456406	4100573	1329.19

contour جدول ۵-۶. بخشی از یک فایل

PVALUE	PTN	XP	YP	ZP	COLOUR
55.0	1.0	8209.604	6200.0	500.0	2.0
55.0	2.0	8184.363	6254.166	500.0	2.0
55.0	3.0	8109.249	6326.286	500.0	2.0
55.0	4.0	8037.023	6365.23	500.0	2.0
55.0	5.0	8095.731	6354.641	500.0	2.0
55.0	6.0	8140.211	6331.424	500.0	2.0
55.0	7.0	8174.582	6298.112	500.0	2.0

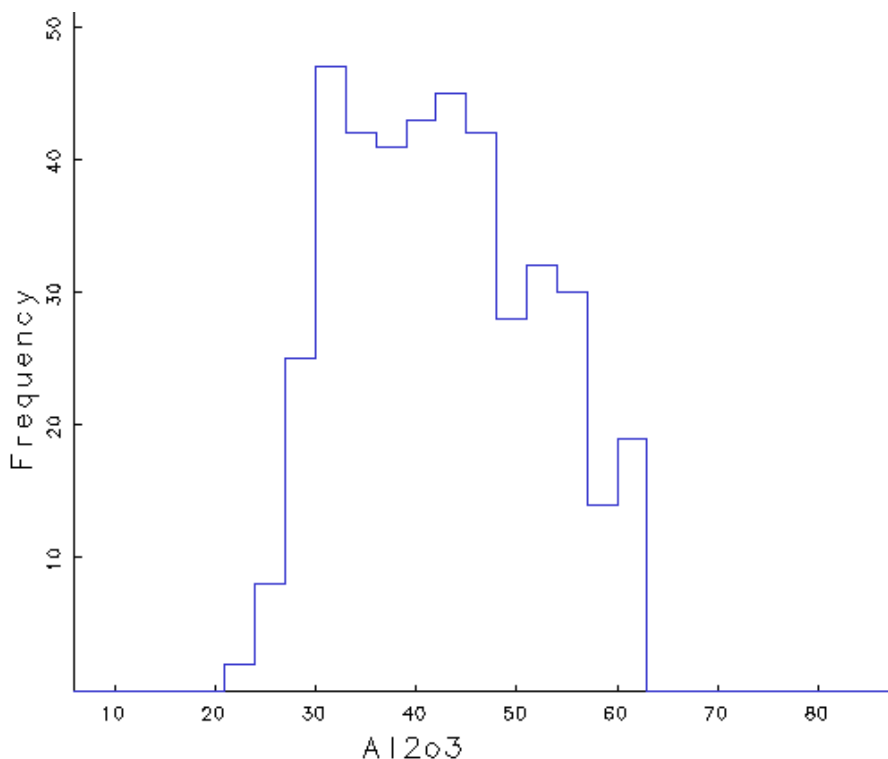
۳-۵. پردازش اطلاعات

پس از تهیه اطلاعات در نرم افزار EXCEL، این اطلاعات به نرم افزار Data mine منتقل گردید، بدین ترتیب هر ۵ فایل ورودی مورد نیاز برای پردازش آماده شد، تا مقدمات لازم برای ترکیب داده ها در

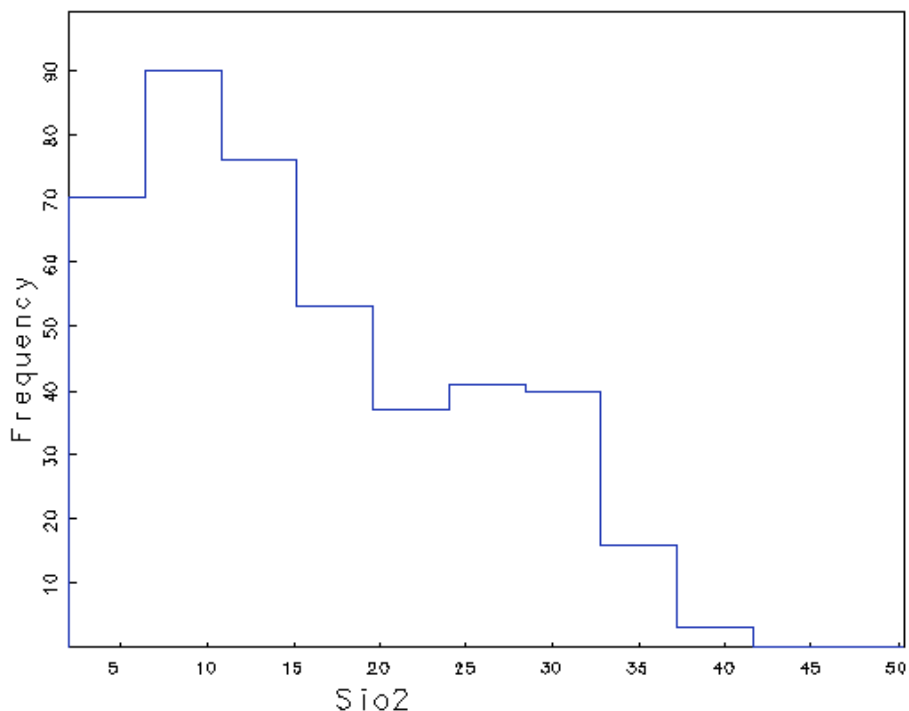
محیط Datamine فراهم شود. پس از آن همه اطلاعات با هم ترکیب شده و فایلی بر اساس کلیه اطلاعات موجود ساخته شد، که در آن گمانه ها با توجه به مختصات جغرافیایی آنها ترسیم شده‌اند.

۵-۳-۱. بررسی آماری داده‌ها

در شکل‌های ۲-۵ و ۳-۵ فراوان‌نما (هیستوگرام) مربوط به توزیع‌های SiO_2 و Al_2O_3 نمونه‌های آنالیز شده از گمانه‌های حفر شده در معدن گل‌بینی دو نشان داده شده است. این گمانه‌ها قائم می‌باشند. بررسی آماری انجام شده روی این داده‌ها نشان می‌دهد که توزیع آماری اکسید آلومینیوم در این کانسار با میانگین $42/65$ درصد و انحراف معیار $9/51$ درصد از چولگی $0/21$ (چولگی مثبت) برخوردار است به طوری که توزیع داده‌ها بیشتر شبیه منحنی نرمال می‌باشد و توزیع سیلیس کانسار با میانگین $15/91$ درصد و انحراف معیار $9/32$ درصد از چولگی مثبتی برابر با $0/54$ برخوردار است.



در معدن گل‌بینی دو Al_2O_3 شکل ۲-۵. فراوان‌نما مربوط به داده‌های خام
(میانگین = $42/65$ ، انحراف معیار = $9/51$).



در معدن گل‌بینی دو SiO_2 شکل ۵-۳. فراوان‌نمای مربوط به داده‌های خام
(میانگین = ۱۵/۹۱، انحراف معیار = ۹/۳۲).

۵-۳-۲. منظم کردن یا کامپوزیت^{۴۳} داده‌ها

در زمین‌آمار خصوصیات یک متغیر ناحیه‌ای تحت تأثیر بزرگی بخشی است که به طور فیزیکی تحت عنوان نمونه همگن شده مورد اندازه‌گیری قرار می‌گیرد. در شرایط ایدآل هدف از تجزیه و تحلیل ساختار یک متغیر ناحیه‌ای در یک کانسار، تشخیص خواص نقطه‌ای آن است زیرا در تخمینی که به روش زمین‌آمار از داده‌های نقطه‌ای استفاده می‌شود، این داده‌ها به نمونه‌ای به حجم V که در مرکز آن قرار دارد، تشخیص داده می‌شود. نظریه همگن‌سازی هر نمونه و سپس اندازه‌گیری کمیت مورد نظر، روی آن متغیر ناحیه‌ای را اصطلاحاً منظم کردن یا کامپوزیت می‌نامند. در واقع ترکیب کردن موجب از بین رفتن تغییرپذیری در مقیاس کوچک می‌شود و این همان چیزی است که موجب نوعی منظم‌سازی می‌شود.

43. composite

در عملیات منظم کردن، برای طول معینی از داده‌های خام مغزه‌ها، میانگین‌گیری شده و به ازای آن طول ثابت یک عدد که میانگین عیار در همان فاصله است، به دست می‌آید (حسنی‌پاک، ۱۳۷۷). قبل از منظم سازی فایل‌ها باید مختصات تمامی نمونه‌ها وارد یک فایل جدا شود. برای این کار ابتدا باید هر فایل مرتب شود و سپس فایل‌ها به صورت دو تایی با هم تلفیق شوند. اطلاعات حاصل از تلفیق فایل‌های assay, collar, survey و geology در یک فایل گرد آوری می‌شود و برای منظم کردن آماده می‌شود. جدول ۵-۷ بخشی از این فایل ادغام شده را نشان می‌دهد. بیشتر ستون‌های این فایل در فایل‌های قبل مشاهده می‌شود. ستون Length مربوط به طولی از گمانه است که دارای خواص یکسانی همانند جنس سنگ می‌باشد و ستون‌های A0، B0، C0 که مربوط به قرار گیری گمانه در زمین است در مورد معدن جاجرم با توجه به تغییرات عیار در جهت قائم و متوسط ضخامت پیوسته کانسنگ فاصله مناسب برای منظم کردن ۳ متر انتخاب شده است. در جدول ۵-۸ نمونه‌ای از فایل منظم شده نشان داده شده است و این فایل حاوی ۱۲۰۱ سطر داده می‌باشد.

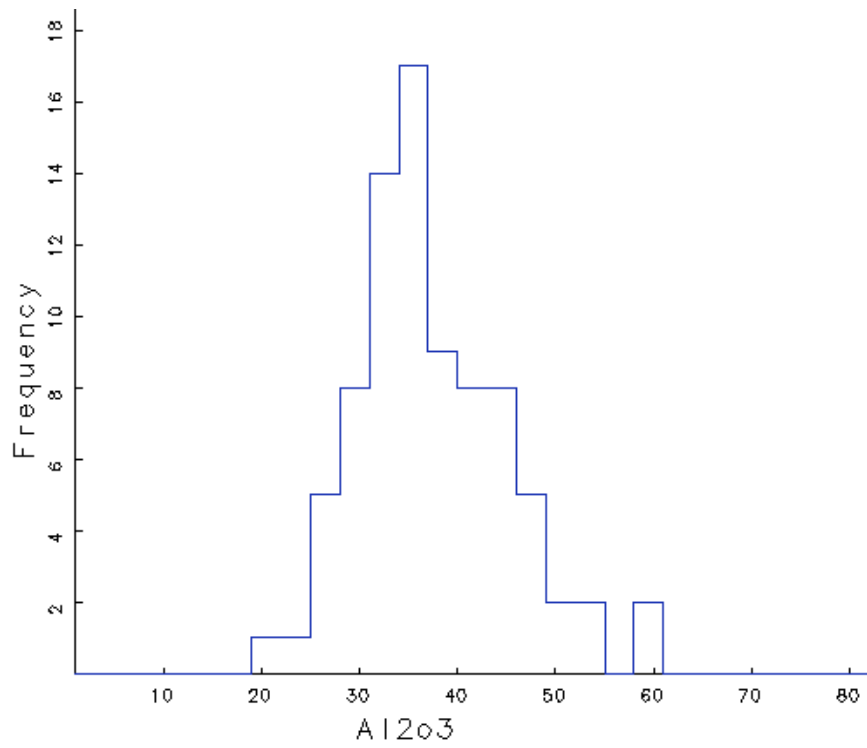
جدول ۵-۷. بخشی از فایل ادغام شده assay, collar, survey و geology معدن گل‌بینی دو.

BHID	X	Y	Z	LENGTH	A0	B0	C0	FROM	TO	Al2o3	SiO2	MODULS	RADIUS	ROCK
G2-A	453528.4	4100700	1124.7	1.2	0.0	90.0	0.0	45.8	47.0	53.0	8.7	6.1	1.0	
G2-A	453528.4	4100700	1124.0	0.2	0.0	90.0	0.0	47.0	47.2	42.3	9.3	4.6	1.0	
G2-A	453528.4	4100700	1123.5	0.7	0.0	90.0	0.0	47.2	47.9	32.9	16.2	2.0	1.0	
G2-A	453528.4	4100700	1122.4	0.7	0.0	90.0	0.0	48.3	49.0	21.6	14.3	1.5	1.0	
G2-A	453528.4	4100700	1121.7	0.8	0.0	90.0	0.0	49.0	49.8	37.7	20.2	1.9	1.0	
G2-E	453743.9	4100788	1134.9	0.9	0.0	90.0	0.0	40.8	41.7	48.5	6.7	7.3	1.0	

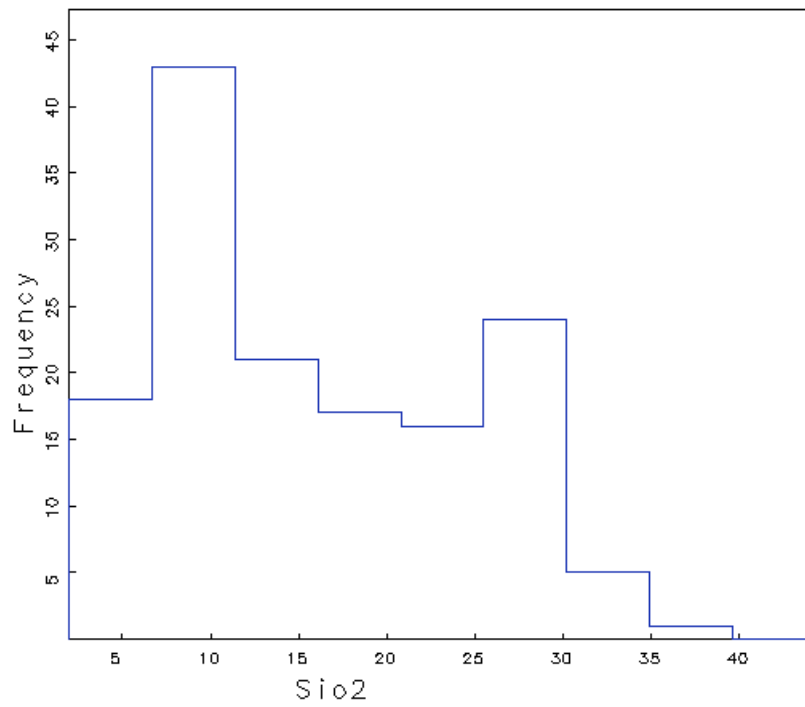
جدول ۵-۸. بخشی از فایل composite معدن گل‌بینی دو.

BHID	FROM	TO	ROCK	X	Y	Z	LENGTH	A0	B0	C0	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MODULS	RADIUS
G2-A	45.8	47.9		453528	4100700	1124	2	0	90	0	45.3	11.2	4.6	1
G2-A	48.3	49.8		453528	4100700	1122	2	0	90	0	30.4	17.5	1.7	1
G2-H	75.9	78.5		454097	4101021	1098	3	0	90	0	42.0	16.4	3.0	1
G2-I	0.0	3.0	2	453626	4100794	1182	3	0	90	0				1
G2-I	3.0	6.0	3	453626	4100794	1179	3	0	90	0				1

شکل‌های ۴-۵ و ۵-۵ توزیع داده‌ها را بعد از ترکیب کردن نشان می‌دهد. همان‌طور که مشاهده می‌شود، داده‌های منظم شده Al_2O_3 از چولگی 0.16825 (چولگی مثبت) برخوردار است به طوری که توزیع داده‌ها بیشتر شبیه منحنی نرمال با میانگین $37/5$ و انحراف معیار $7/6$ است که نسبت به داده‌های اولیه از انحراف معیار کمتری برخوردار است. داده‌های منظم شده SiO_2 با میانگین $16/2$ و انحراف معیار $8/24$ می‌باشد که نسبت به داده‌های اولیه از انحراف معیار کمتری برخوردار است



در معدن گل بینی دو Al_2O_3 شکل ۴-۵. فراوانمای داده‌های ترکیب شده
(میانگین = ۳۷/۵، انحراف معیار = ۷/۶).



در معدن گل‌بینی SiO_2 شکل ۵-۵، فراوان‌نمای داده‌های ترکیب شده
(میانگین = ۱۶/۲، انحراف معیار = ۸/۲۴).

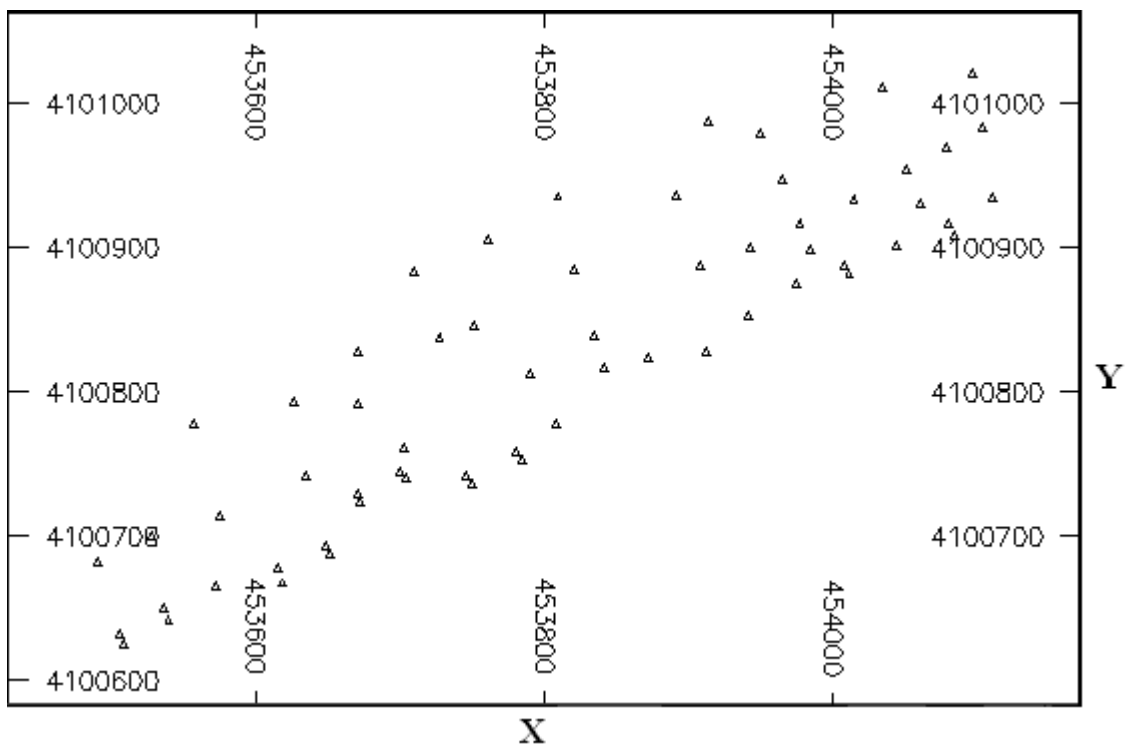
۵-۴. تهیه مقاطع زمین‌شناسی

برای ساخت مدل زمین‌شناسی کانسار لازم است در ابتدا مقاطع زمین‌شناسی در فواصل مشخصی ترسیم شوند. با توجه به مشخص بودن مرز بخش‌های مختلف، مقاطع ترسیم می‌شوند. مقاطع ترسیم شده در نرم‌افزار اصطلاحاً مدل سیمی^{۴۴} نامیده می‌شوند. موقعیت گمانه‌ها و مقاطع زمین‌شناسی در شکل‌های ۵-۶ و ۵-۷ نشان داده شده‌اند.

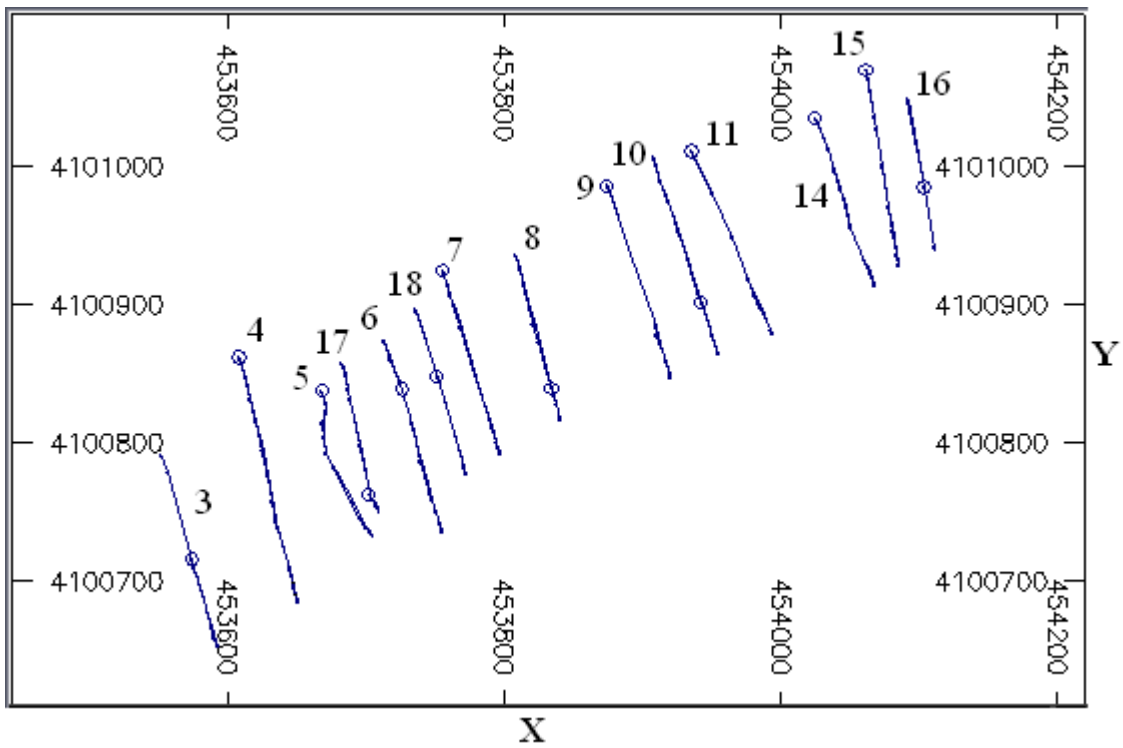
بعد از مشخص کردن گمانه‌ها به منظور شناخت محدوده توده ماده معدنی با استفاده از عیار گمانه‌های مورد نظر، حدود توده معدنی در هر مقطع تعیین می‌شود. یعنی محدوده هر مقطع عرضی کانسار را با استفاده از عملیات کلپینگ^{۴۵} مشخص می‌کنند. در شکل ۵-۶ نمای پلان از کل گمانه‌های گل‌بینی دو نشان داده شده‌است. پس از تعیین جهت رسم مقاطع که معمولاً شمالی-جنوبی وارد می‌شود، نرم‌افزار مقاطع تعریف شده مورد نظر را به صورت پیش فرض ترسیم می‌کند. در این کانسار به علت اینکه امتداد توده معدنی انحراف تقریباً ۶۰ درجه‌ای نسبت به شمال دارد، برای تعیین بهتر محدوده کانسار مقاطع عرضی به صورت دستی تعیین شده‌اند که هر مقطع با مقطع بعدی تفاوت دارد. البته این کار بسیار وقت گیرتر و دقیق‌تر از رسم مقاطع توسط نرم‌افزار در جهت زمین‌شناسی خاصی است. در شکل ۵-۷ نمای پلان از ۱۴ مقطع زمین‌شناسی به همراه اسم آنها و در شکل ۵-۸ مقطع عرضی دوبعدی از گمانه‌های یک مقطع نشان داده شده‌اند.

44. String Model

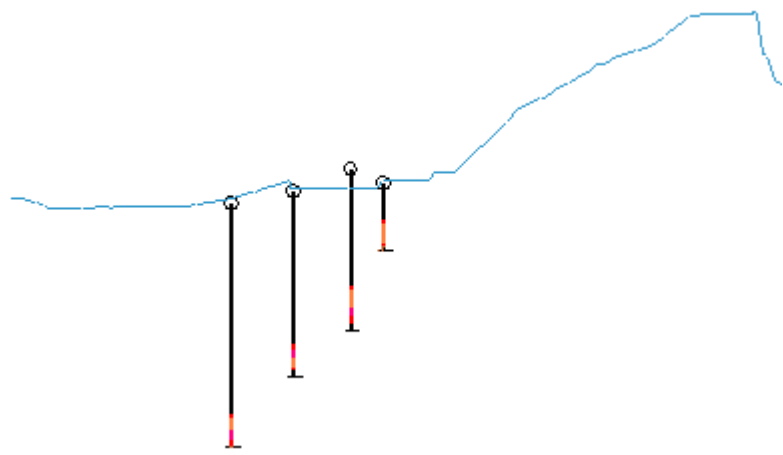
45. Clipping



شکل ۵-۶. محل گمانه‌ها در کانسار گل‌بینی دو.



شکل ۵-۷. محل مقاطع کانسار گل بینی دو.



شکل ۵-۸. نمایش مقطع عرضی ۱۱ در معدن گل بینی دو

۵-۵. مثلث بندی مقاطع و تعیین حجم مدل

برای تهیه مدل، ابتدا لازم است هر یک از بخش‌ها به صورت یک مدل سیمی مجزا تهیه شوند. در مرحله بعد با مثلث‌بندی تک تک بخش‌ها هر بخش به صورت یک پوسته توخالی^{۴۶} به نمایش گذاشته می‌شود که حجم آن قابل محاسبه است.

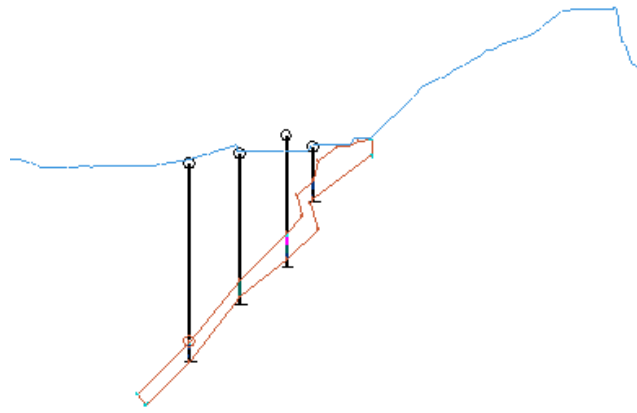
برای مشخص کردن زون پر عیار در مقطع مورد نظر باید چال‌ها را توسط رشته‌ها به هم وصل کرد یعنی با استفاده از یک رشته (استرینگ) شروع به مشخص کردن زون پر عیار کرده تا نرم افزار حجم ما بین این خطوط را به عنوان توده ماده معدنی بشناسد (شکل ۵-۹).

بعد از مشخص شدن محدوده عیار در تمامی مقاطع، باید خطوط استرینگ را به یکدیگر وصل کرد. برای این کار با استفاده از یک استرینگ جدید به صورت یک دوره رفت و برگشتی نقاط بالایی استرینگ‌های هر مقطع به یکدیگر وصل می‌شوند، همین عمل برای نقاط پایینی کانسار انجام می‌شود (شکل ۵-۱۰). برای ایجاد مدل تور سیمی^{۴۷} به ترتیب، اولین استرینگ تا آخرین استرینگ به یکدیگر متصل می‌شوند^{۴۸} که در قسمت سه‌بعدی سازی می‌توان مدل جامد آن را مشاهده کرد. در شکل‌های ۵-۹ تا ۵-۱۲ روند کلی عملیات یعنی اتصال استرینگ‌ها به هم و ساخت توده ماده معدنی نشان داده شده است.

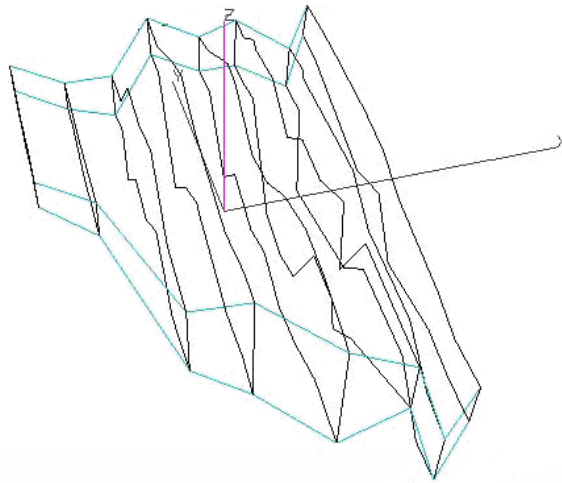
46. Wire frame Model

47. Wire frame

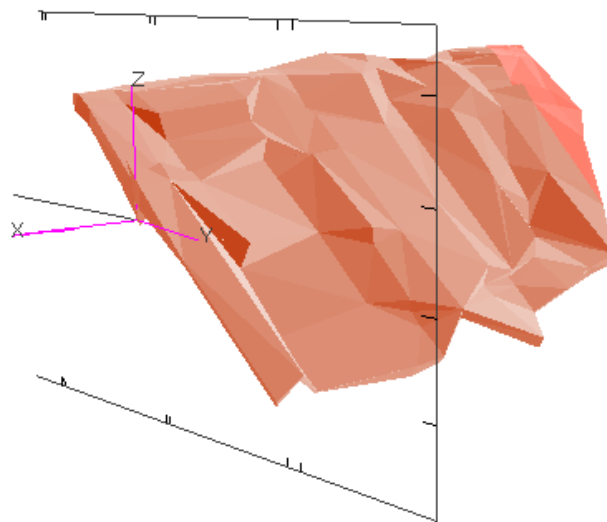
48. linking



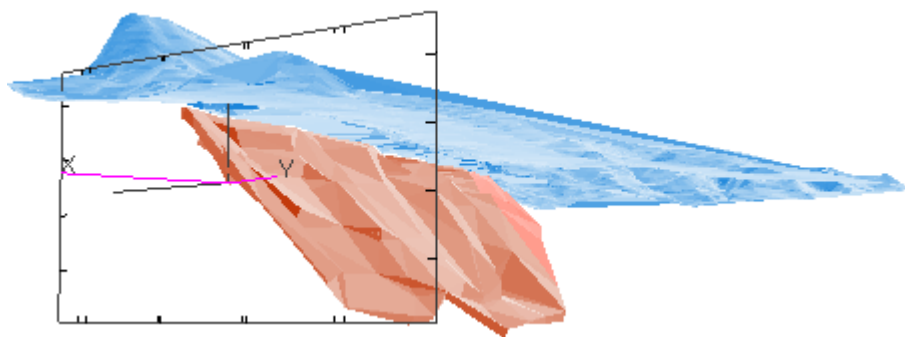
شکل ۵-۹. مشخص کردن زون پرعیار به کمک استرینگ، مقطع ۱۱ گلی بین دو



شکل ۵-۱۰. Tag string. اتصال استرینگ‌ها به هم توسط



شکل ۵-۱۱. تصویر سه بعدی از توده ماده معدنی پرعیار.



شکل ۵-۱۲. نمای سه بعدی از توده جامد ماده معدنی و سطح زمین

۵-۶. بلوک بندی مدل

یک مدل زمین شناسی از یک سری بلوک های منظم یا غیر منظم تشکیل شده است که به هر کدام خصوصیتی از قبیل عیار، نوع سنگ و کدهای مشخصاتی دیگر نسبت داده شده است. این بلوک ها می توانند اشکال مختلفی داشته باشند از قبیل چند ضلعی، نامنظم، سطوح محاسبه ای و مثلثی. اما از ساده ترین و متداول ترین مدل هایی که به کار می رود، مدل دکارتی است، که معمولاً ارتفاع قائم هر یک از بلوک ها را برابر ارتفاع پله های معدن می گیرند و وجه افقی بلوک ها غالباً مربع یا مستطیل شکل می باشد.

۵-۶-۱. ابعاد بلوک‌ها

با توجه به مطالعات زمین‌آماری می‌توان ابعاد بلوک‌ها را با توجه به شرایط زیر انتخاب کرد:

الف) پیوستگی کان‌سنگ و باطله: متوسط مقدار پیوسته کان‌سنگ می‌تواند در تعیین ارتفاع مؤثر باشد.

ب) ابعاد بلوک‌های استخراجی: از آنجایی که نتایج مبنای کارهای استخراجی خواهند بود لذا ابعاد

بلوک‌ها نباید کوچک باشند. در این خصوص توصیه شده است که به عنوان یک قاعده تجربی ابعاد

بلوک‌ها در حدود یک چهارم تا نصف فاصله گمانه‌ها در نظر گرفته شوند (حسنی پاک، ۱۳۷۷).

در معادن جاجرم فاصله بین گمانه‌ها منظم نمی‌باشد و به راحتی نمی‌توان هیستوگرام فاصله متوسط

بین گمانه‌ها در جهت‌های X و Y را به دست آورد. اما به کمک نرم افزار اکسل به طور تقریبی میانگین

فاصله بین گمانه‌ها در جهت محور Xها حدود ۴۵ متر و در جهت Yها حدود ۵۰ متر به دست آمد. در نتیجه

ابعاد بلوک‌ها در سطح ۱۰×۱۰ متر در نظر گرفته می‌شود و از آنجایی که ارتفاع پله‌های استخراجی

موجود ۱۰ متر هستند، ارتفاع بلوک‌ها نیز ۱۰ متر در نظر گرفته می‌شوند.

۵-۶-۲. بلوک بندی

در ادامه بعد از مشخص شدن عیار گمانه‌ها و محدوده ماده معدنی نوبت به بلوک‌بندی توده می‌رسد. بدین

منظور، ابتدا مدل اولیه^{۴۹} تعریف می‌شود.

در ادامه پنجره ای باز می‌شود، که نرم افزار مشخصات شبکه بلوک‌بندی را می‌خواهد، مختصات

X, y, z نقطه مرجع^{۵۰} را که نرم افزار بر اساس آن شبکه، بلوک‌بندی را انجام می‌دهد در آن وارد می‌شود

و در ادامه ابعاد بلوک‌های کوچک^{۵۱} وارد می‌شود، سپس تعداد بلوک‌هایی را که در سه بعد X, y, z باید

ایجاد شود با توجه به ابعاد توده معدنی (ابعاد بلوک‌های بزرگ) وارد می‌شود.

49. Prototype

50. Bench Mark

51. Sub cell

برای به دست آوردن اعداد مورد نظر، لازم است که محدوده کلی بلوک بندی معدن تعیین شود، بدین منظور و با توجه به اطلاعات آماری حاصل از توپوگرافی و کانسار که در جدول ۵-۹ مشاهده می شود طبق جدول ۵-۱۰ مبدأ بلوک بندی تعیین شد. داخل این بلوک، از بلوک های کوچک تری به نام بلوک های مادر یا والدین^{۵۲} در سه جهت پر خواهد شد. ابعاد بلوک ها ۱۰×۱۰×۱۰ متر مکعب در نظر گرفته شد. به منظور بالا بردن دقت تعیین ذخیره در مناطق مرزی کانسار و مناطقی که فضای کافی برای ایجاد بلوک های مادر وجود ندارد، بلوک های کوچک تری نیز به نام ریزبلوک (بلوک کوچک) تعریف شد که ابعاد آن ها ۲/۵×۲/۵×۲/۵ متر مکعب می باشد.

جدول ۵-۹. اطلاعات آماری مربوط به توپوگرافی و توده معدنی کانسار.

توده معدنی	توپوگرافی	پارامتر
۴۵۴۱۱۵	۴۵۴۱۸۳	Xماکزیمم
۴۵۳۷۸۷	۴۵۳۲۷۹	Xمینیمم
۴۱۰۱۰۹۳	۴۱۰۱۱۳۲	Yماکزیمم
۴۱۰۰۶۱۹	۴۱۰۰۵۱۸	Yمینیمم
۱۱۹۲/۵۹	۱۳۰۵	Zماکزیمم
۹۸۸,۲۶	-	Zمینیمم

جدول ۵-۱۰. مختصات شروع بلوک بندی و تعداد بلوک ها در هر جهت.

۴۵۳۲۷۹	Xمینیمم
۴۱۰۰۶۱۹	Yمینیمم
۹۷۸/۲۶	Zمینیمم
۹۰	X تعداد بلوک های ۱۰ متری در هر جهت
۵۲	Yتعداد بلوک های ۱۰ متری در هر جهت
۳۳	Zتعداد بلوک های ۱۰ متری در هر جهت

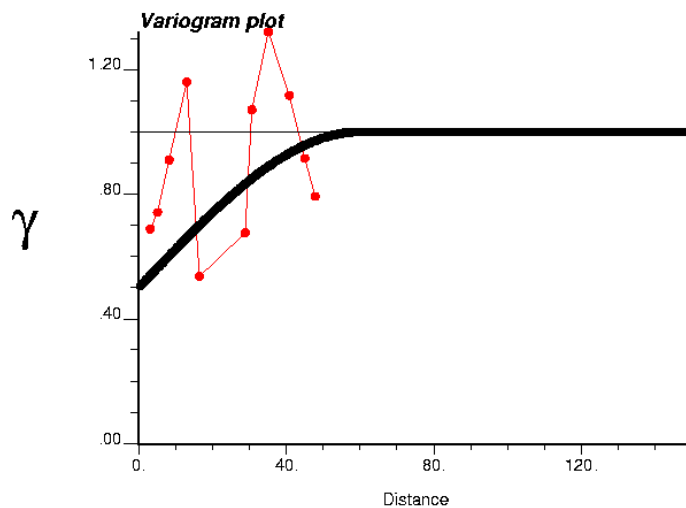
۵-۶-۳. تعیین شعاع تأثیر برای درون‌یابی

از نرم افزار WinGslib در تعیین شعاع تأثیر مورد نیاز برای درون‌یابی عیار نقاط نامعلوم توسط نقاط معلوم استفاده شد. توسط این نرم افزار منحنی وریوگرام مربوط به داده‌های منظم شده گمانه‌ها رسم شد، که شعاع تأثیر از این منحنی به دست آمد.

برای ترسیم وریوگرام لازم است ابتدا مقدار وریوگرام (γ) را به ازای مقادیر مختلف h (طول گام) محاسبه کرد. سپس مقدار وریوگرام را به ازای فواصل h مختلف در یک نمودار رسم کرد. وریوگرام فاصله h همان نصف میانگین مجذور اختلاف جفت نمونه‌هایی (عیارهایی) است که به فاصله h از یکدیگر قرار دارند. طرز عمل به این ترتیب است که برای هر زوج نمونه به فاصله معین h مربع اختلاف عیار محاسبه می‌شود. سپس مقادیر بدست آمده با هم جمع می‌شوند و بر تعداد زوج نمونه‌هایی با همان فاصله که معادل $n-m$ (تعداد گام‌ها) می‌باشد، تقسیم می‌گردد. برای محاسبه سمی وریوگرام کافی است این مقدار بر ۲ تقسیم شود. بنابر این فرمول کلی وریوگرام به صورت زیر است:

$$\gamma(mh) = \frac{1}{2(n-m)} \sum_{i=1}^{n-m} [Z(x_i) - Z(x_i + m)]^2$$

در عمل وریوگرام فاصله‌های مختلف را در روی نموداری می‌آوریم و این نقاط را به هم وصل می‌کنیم. شکلی که بدست می‌آید وریوگرام تجربی است. بهترین مدل وریوگرامی که می‌توان روی این منحنی تطبیق داد رسم می‌کنیم، فاصله‌ای که از آن به بعد وریوگرام ثابت مانده است به عنوان شعاع تأثیر در نظر گرفته می‌شود. منحنی وریوگرام معدن گل‌بینی دو در شکل ۵-۱۳ نشان داده شده است.



مربوط به گمانه‌های معدن گل‌بینی دو. γ = وریوگرام. AL_2O_3 شکل ۵-۱۳. منحنی وریوگرام در نرم افزار WinGslib ابتدا داده‌ها با پسوند .dat. وارد نرم افزار شد و با استفاده از منحنی احتمال داده‌ها نقشه مکانی داده‌های نرمال شده ترسیم گردید. سپس منحنی وریوگرام فرضی را با نقشه مکانی داده‌ها به صورت سعی و خطا تعیین شد، که در نهایت یک منحنی به صورت شکل ۵-۱۳ به دست آمد. این نمودار، وریوگرام AL_2O_3 در کانسارگل‌بینی دو را در معدن بوکسیت جاجریم نشان می‌دهد که فاصله شعاع تأثیر آن تقریباً برابر ۶۰ متر می‌باشد.

۵-۶-۴. عیار دهی به بلوک‌ها

برای تخمین عیار بلوک‌ها از طریق اطلاعات ترکیب‌شده مربوط به گمانه‌ها و بر اساس اطلاعات مورد نیاز برای تخمین ذخیره به روش عکس مجذور فاصله برای کانسار جاجریم اقدام شده است.

- برای درون‌یابی عیار ابتدا باید مدل اولیه با مدل توده ماده معدنی (مدل تور سیمی) ادغام شود و

در فایل جدیدی ذخیره شود.

- بعد از تلاقی مدل اولیه با مدل تور سیمی باید ابعاد بلوک‌های کوچک‌تر^{۵۳} بهینه شود تا زیاد بزرگ یا کوچک نباشند. تنظیمات آن باید به گونه‌ای باشد که امکان ادغام بلوک‌های کوچک برای تشکیل بلوک‌های بزرگ‌تر وجود داشته باشد.

اکنون می‌توان عیار را درون‌یابی کرد. برای این کار با استفاده از فایل کامپوزیت و فایلی که در مرحله قبل درست شد، تخمین عیار بلوک‌ها به روش عکس مجذور فاصله انجام گردید.

برای تهیه مدل بلوکی باطله، با استفاده از مدل سطح زمین و مدل ماده معدنی، مدل باطله خارج مدل ذخیره معدنی تا زیر مدل سطح زمین ساخته می‌شود. بعد از تشکیل مدل بلوکی باطله و اختصاص وزن مخصوص ۲/۶۱ تن بر متر مکعب به آن، بایستی مدل بلوکی نهایی را تعیین نمود. برای اینکار باید مدل بلوکی باطله و مدل بلوکی ماده معدنی با هم ترکیب شوند تا بدین وسیله بتوان از آنها برای طراحی محدوده نهایی استفاده کرد. در جدول ۵-۱۱ نمونه‌ای از فایل مدل بلوکی نهایی نشان داده شده است.

جدول ۵-۱۱. بخشی از فایل نهایی مدل بلوکی معدن گل‌بینی دو.

PID	XC	YC	ZC	XINC	YINC	ZINC	IJK	ZONE	DENSIT Y	SiO2	Al2O3
1	453547.8	4100811	1015.3	2.5	2.5	2.5	39154	2	3	20.1	35.0
2	453547.8	4100808	1019.0	2.5	2.5	5	39155	2	3	19.9	35.2
3	453547.8	4100811	1017.8	2.5	2.5	2.5	39155	2	3	19.9	35.2
4	453545.3	4100818	1005.3	2.5	2.5	2.5	39184	2	3	19.8	35.7
5	453545.3	4100821	1004.0	2.5	2.5	5	39184	2	3	19.8	35.7

۵-۷. نتایج حاصل از تخمین ذخیره

در نهایت اقدام به تخمین ذخیره از پایین‌ترین بلوک ماده معدنی یعنی تراز ۹۸۸/۲۶ تا بالاترین بلوک ماده معدنی یعنی تراز ۱۱۹۲/۵۹ شد، تناژ ذخیره به طور مجزا برای ارتفاع‌های ۱۰ متر و برای دامنه‌های عیاری مختلف به دست آمد.

⁵³ -Subcell

جداول ۵-۱۲ و ۵-۱۳ و شکل‌های ۵-۱۴ و ۵-۱۵ منحنی‌های تناژ-عیار و مدول-تناژ مربوط به مقادیر به دست آمده از مدل بلوکی حاوی ماده معدنی (بوکسیت کائولنی، بوکسیت شیلی و بوکسیت سخت) را نشان می‌دهد. همان طور که مشاهده می‌شود میزان ذخیره قابل استخراج این کانسار با عیار ۲۸٪ Al_2O_3 برابر با ۴۲۸۷۳۲۸/۱۲۵ تن می‌باشد و عیار متوسط آن ۴۱/۷۷ درصد خواهد بود. و میزان ذخیره با مدول بحرانی ۲/۶۶ (نسبت Al_2O_3 به SiO_2) برابر با ۱۸۲۶۸۵۹/۳۷۵ خواهد بود.

از آنجایی که ورودی کارخانه تولید آلومینا فقط بوکسیت سخت می‌باشد، بنابراین باید مدل زمین‌شناسی مربوط به بوکسیت سخت را طراحی کرد.

برای تعیین حد روباز و زیرزمینی معدن گل‌بینی دو، یک مدل بلوکی برای بوکسیت سخت تشکیل شد که فقط شامل استخراج روباز می‌شود و هفت مدل بلوکی حاوی گزینه زیرزمینی و هم گزینه روباز برای بوکسیت سخت ایجاد شد. برای مدل‌های دارای گزینه زیرزمینی و روباز توده بوکسیت سخت به دو قسمت تقسیم شد، به این ترتیب که توده فوقانی آن نشان دهنده استخراج روباز و توده زیرین آن که بعد از حد روباز و زیرزمینی است برای استخراج زیرزمینی به کار می‌رود. در جدول ۵-۱۴ حدود گزینه‌های مختلف و تراز کف پیت روباز مدل‌ها فهرست شده است.

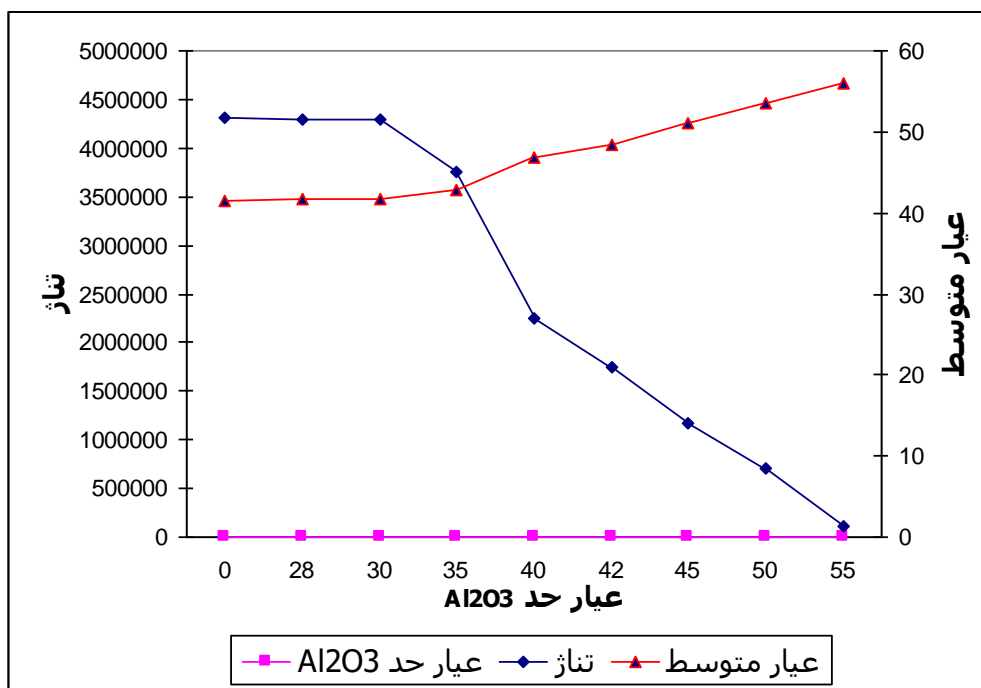
شکل‌های ۵-۱۶ تا ۵-۱۹ روند ایجاد مدل بلوکی برای گزینه شماره ۴ را نشان می‌دهند.

جدول ۵-۱۳. داده‌های منحنی مدول تناژ.

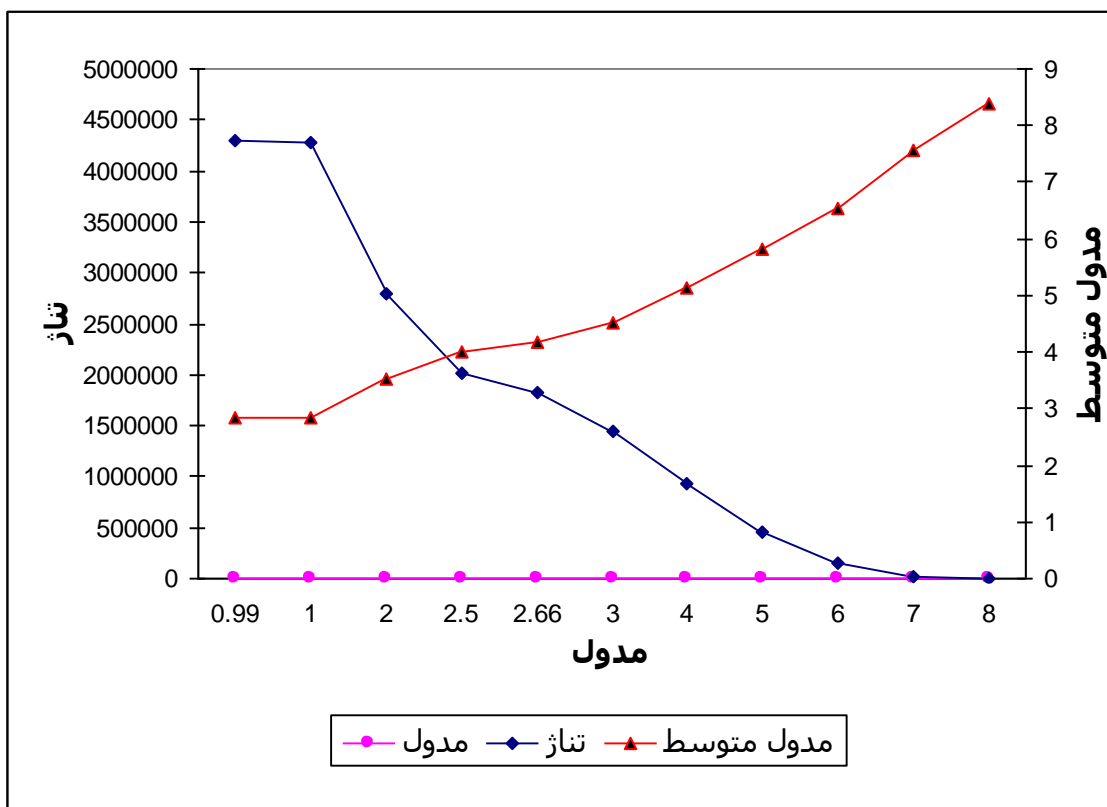
مدول حد	تناژ	مدول متوسط
۰/۹۹	۴۲۸۷۳۲۸/۱۲۵	۲/۸۴۹
۱	۴۲۸۶۹۵۳/۱۲۵	۲/۸۴۹
۲	۲۷۹۱۱۷۱/۸۷۵	۳/۵۱۳
۲/۵	۲۰۱۸۸۵۹/۳۷۵	۴/۰۱۲
۲/۶۶	۱۸۲۶۸۵۹/۳۷۵	۴/۱۶۲
۳	۱۴۵۴۲۵۰	۴/۵۰۵
۴	۹۲۲۱۷۱/۸۷۵	۵/۱۱۷
۵	۴۶۱۸۱۲/۵	۵/۸۱۷
۶	۱۵۶۵۱۵/۶۲۵	۶/۵۵۲
۷	۱۷۹۵۳/۱۲۵	۷/۵۵۶
۸	۳۶۵۶/۲۵	۸/۳۸۱

جدول ۵-۱۲. داده‌های منحنی عیار تناژ.

عیار	تناژ	عیار متوسط
۰	/۳۷۵	۴۱/۴۷۴
۲۸	/۱۲۵	۴۱/۷۷۰
۳۰	۴۲۸۵۳۱۲/۵	۴۱/۷۷۶
۳۵	۳۷۵۸۲۵۰	۴۲/۹۲۸
۴۰	۲۲۵۳۳۷۵	۴۶/۷۴۷
۴۲	/۳۷۵	۴۸/۳۴۹
۴۵	۱۱۶۵۳۱۲/۵	۵۰/۹۸۸
۵۰	۶۹۹۰۰۰	۵۳/۴۴۸
۵۵	/۸۷۵	۵۶/۰۲۵



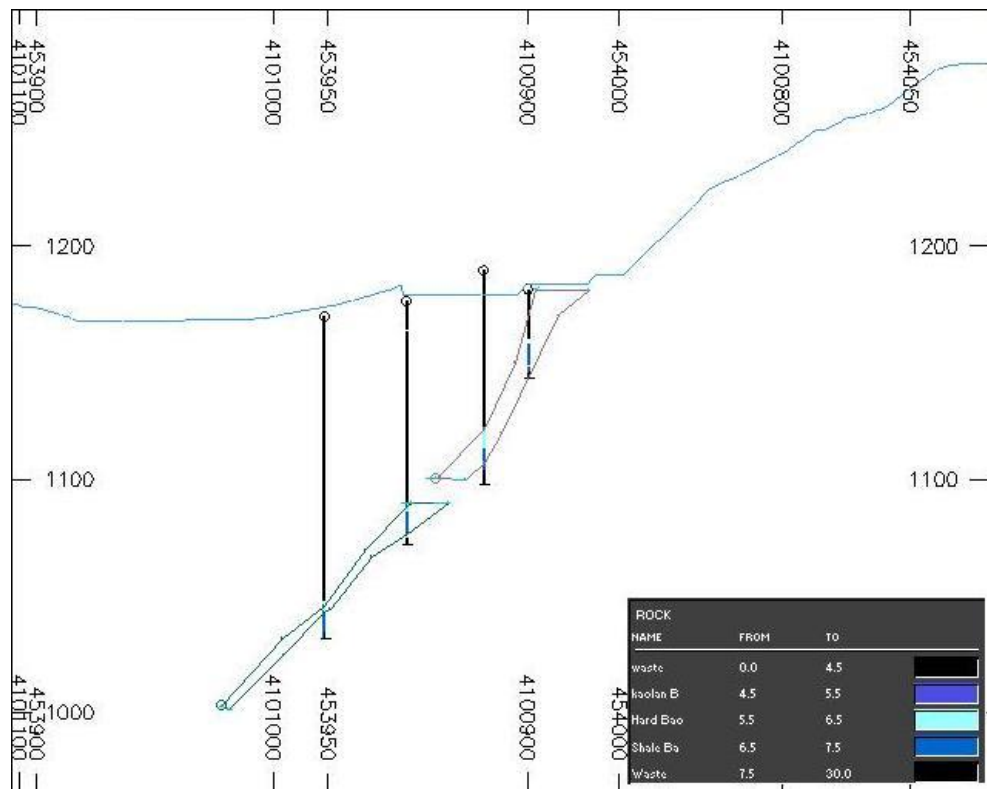
شکل ۵-۱۴. نمودار عیار-تناژ معدن گل‌بینی دو



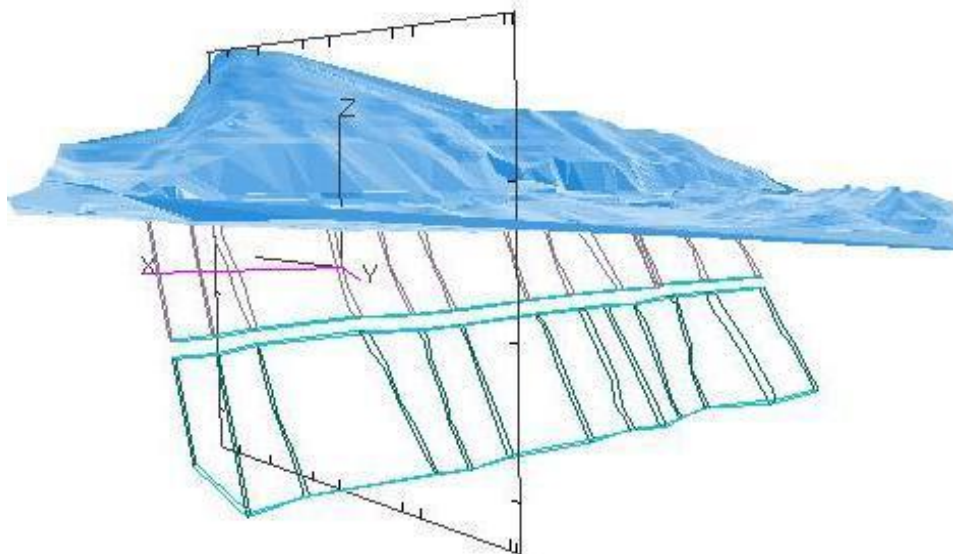
شکل ۵-۱۵. نمودار مدول- تناژ معدن گل بینی دو

جدول ۵-۱۴. گزینه‌های فرضی برای تعیین حد روباز وزیرزمینی.

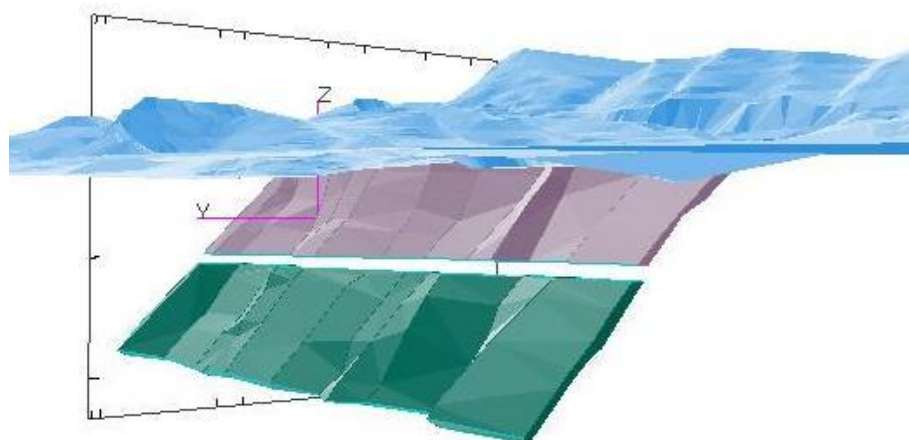
شماره گزینه	تراز کف استخراج روباز	تراز بالایی استخراج زیرزمینی
۱	۱۱۶۰	۱۱۵۰
۲	۱۱۴۰	۱۱۳۰
۳	۱۱۲۰	۱۱۱۰
۴	۱۱۰۰	۱۰۹۰
۵	۱۰۸۰	۱۰۷۰
۶	۱۰۶۰	۱۰۵۰
۷	۱۰۴۰	۱۰۳۰



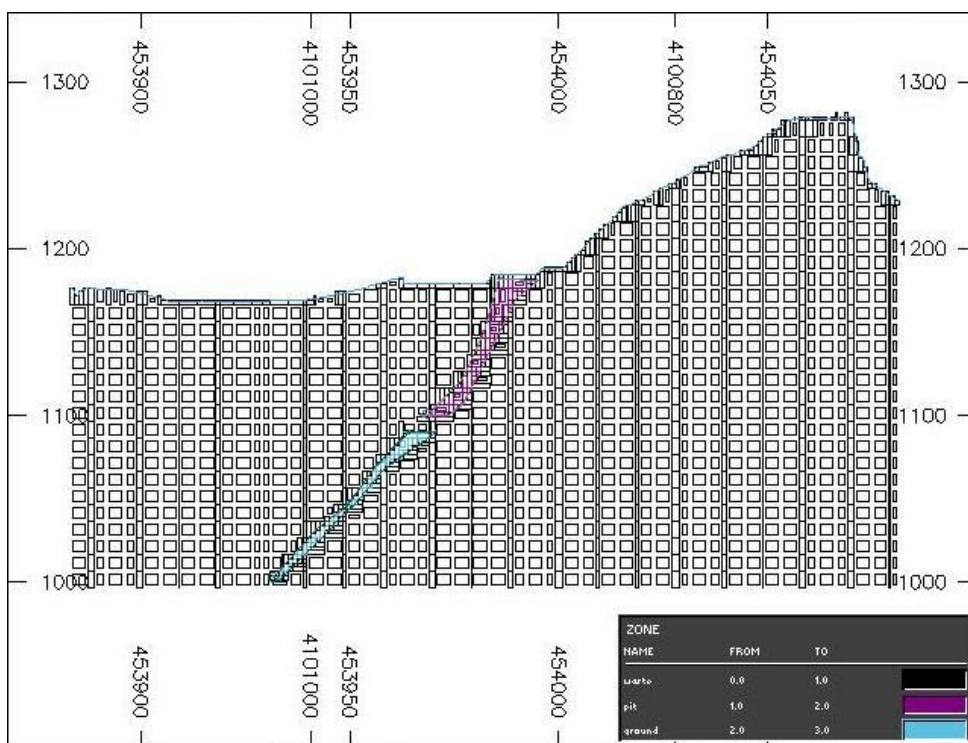
شکل ۵-۱۶. استرینگ روباز و زیرزمینی مقطع ۱۱ مدل گزینه ۴ بوکسیت سخت.



شکل ۵-۱۷. نمای شمالی مدل کلی استرینگ‌های مدل گزینه ۴.



شکل ۵-۱۸. نمای غربی مدل توده معدنی گزینه ۴.

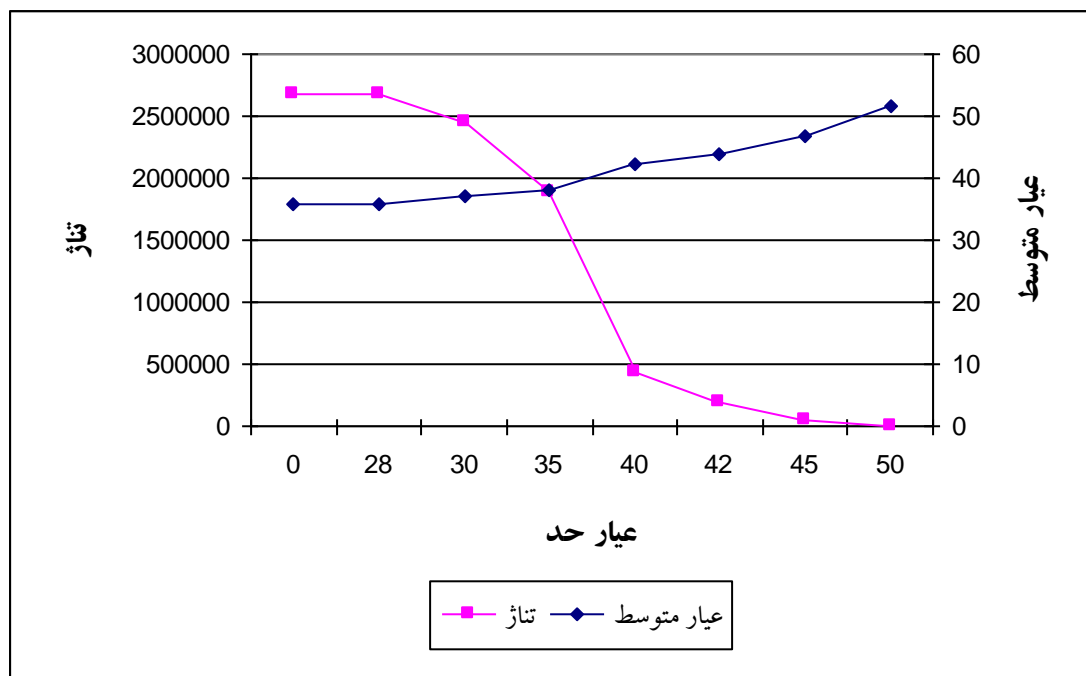


شکل ۵-۱۹. مدل بلوکی مقطع ۱۱ از مدل روباز- زیرزمینی گزینه ۴.

نمودار تناژ عیار مربوط به بوکسیت سخت در شکل ۵-۲۰ و همچنین جدول مشخصات آن در جدول ۵-۱۵ نشان داده شده‌اند. به طور کلی میزان بوکسیت سخت در کانسار گل‌بینی دو، برابر ۲۶۷۰۸۴۳/۷۵ تن با عیار میانگین ۳۵/۸۴ درصد Al_2O_3 برآورد شده است.

جدول ۵-۱۵. داده‌های منحنی تناژ-عیار بوکسیت سخت.

عیار حد Al_2O_3	تناژ	عیار متوسط
۰	۲۶۷۰۸۴۳/۷۵	۳۵/۸۳۷
۲۸	۲۶۷۰۸۴۳/۷۵	۳۵/۸۳۷
۳۰	۲۴۴۷۹۵۳/۱۲۵	۳۷/۱۴۶
۳۵	۱۸۸۶۶۷۱/۸۷۵	۳۸/۱۶۰
۴۰	۴۲۹۴۲۱/۸۷۵	۴۲/۳۰۳
۴۲	۱۸۹۰۰۰	۴۳/۹۰۵
۴۵	۴۴۷۱۸/۷۵	۴۶/۸۰۴
۵۰	۲۶۲۵	۵۱/۵۲۰



شکل ۵-۲۰. نمودار تناژ عیار مربوط به لایه بوکسیت سخت.

فصل هشتم

تعیین هزینه‌های

استخراج روباز و زیرزمینی

فصل ششم: تعیین هزینه‌های استخراج روباز و زیرزمینی

از آن جایی که برای تعیین حد روباز - زیرزمینی، تعیین هزینه‌های استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز، هزینه برداشت هر تن باطله و هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش زیرزمینی و هزینه‌های فرآوری الزامی است. با توجه به اینکه این معدن در حال حاضر استخراج نمی‌شود هزینه‌های مربوط به آن با در نظر گرفتن مشخصات استخراج در معادن دیگر کانسار جاجرم با استناد به گزارش‌های شرکت ایتوک ایران تعیین شد.

۶-۱. استخراج روباز

۶-۱-۱. روش استخراج

عملیات استخراج در بدو امر با احداث رمپ پایین‌رو^{۵۴} با عرض مناسب تردد ناوگان باربری در کمر بالای معادن (شیل‌ها، سیلتستون تشکیلات شمشک) شروع خواهد شد. استخراج باطله با توجه به حضور ماسه‌سنگ و یا سیلتستون نیاز به آتش‌کاری خواهد داشت. عمق رمپ پایین‌رو باید در حدی باشد که

54. Drop Cut

ارتفاع مناسب پله را برای استقرار دستگاه واگن دریل و یا چالزن دستی با پایه هیدرولیک به منظور انجام عملیات چالزنی بر روی بوکسیت فراهم کند. این ارتفاع بسته به ضخامت بوکسیت، مقدار واحدهای میان لایه‌ای، تجهیزات چالزنی و کیفیت، متغیر است. ارتفاع پله استخراجی بوکسیت که بتوان نمونه‌گیری انجام داد در معادن مشابه به طور متوسط ۲ تا ۳/۵ متر در ماده معدنی می‌باشد. در صورت وجود عدسی‌های بزرگ، ارتفاع پله‌ها ۵ متر خواهد بود.

با گسترش کف پله جدید از مجاورت واحد بوکسیت، محوطه مناسب به منظور عملیات چالزنی در بوکسیت مهیا خواهد شد و بلافاصله عملیات چالزنی با حفر چال‌های عمود بر سطح لایه در محدوده‌هایی که قبلاً شناخته و اکتشاف شده تا رسیدن به واحد بوکسیت سخت با کیفیت بالا انجام خواهد شد.

پس از استخراج و جدا کردن واحد بوکسیت سخت کم‌عیار و کائولن بالایی، به منظور استخراج بوکسیت قابل استحصال با عیار بالا، به صورت مایل و عمود بر سطح ماده معدنی چال‌هایی حفر و پس از آتش‌کاری، بارگیری و حمل خواهند شد.

مرحله بعد، عملیات استخراج واحد بوکسیت غیرسخت و یا سخت کم‌عیار (به صورت بسیار محدود) همراه با شیل‌های کمر پایین است که اجرای این عملیات بدون استفاده از چالزنی و آتش‌کاری مقدور است.

برداشت از واحد شیلی تا رسیدن به دولومیت‌های کم‌پایین ادامه خواهد یافت. در مواردی که ضخامت بوکسیت سخت و سخت کم‌عیار زیاد بوده و شرایط خاص مرفولوژی دولومیت‌ها و همچنین موقعیت محدوده اقتضاء کند، می‌توان از برداشت بوکسیت شیلی صرف‌نظر کرد.

پس از تکمیل سیکل عملیات در یک تراز و یا بخشی از یک تراز، حفر مجدد رمپ پایین‌رو آغاز و مجدداً عملیات برداشت از روباره شروع می‌شود. با گسترش یافتن محدوده استخراج روباره به تدریج

ارتفاع پله به صورت مضاربی از ارتفاع اولیه افزوده شده و نهایتاً برداشت از باطله روباره شمشک با پله‌های ۱۰ متری ادامه خواهد یافت. برنامه‌ریزی تولید و عملیات استخراج می‌بایست به نحوی صورت پذیرد که همواره برای حداقل دو ماه خوراک کارخانه، سینه کار استخراجی برای چال‌زنی و آتش‌کاری که کیفیت آن نیز قبلاً با نمونه‌برداری به روش‌های دقیق تعیین شده‌باشد، آماده شود (ایتوک ایران، ۱۳۸۴).

۶-۱-۲. حفاری در باطله شمشک

بخش کمی از حفاری در باطله‌های شمشک متناسب با ارتفاع پله استخراج بوکسیت ۴-۳ متر و عمده عملیات در پله‌های ۱۰ متری پیش‌بینی شده است. عملیات چال‌زنی در باطله معدن گل‌بینی در یک شیفت ۱۰ ساعته انجام می‌شود. برای پله‌های ۴-۳ متری چال‌هایی با قطر ۳ اینچ و برای پله‌های ۱۰ متری چال‌هایی به قطر ۴ تا ۶/۵ اینچ حفر می‌شود.

واحدهای باطله شمشک از واحد شیلی AL1 با مقاومت فشاری کمتر از 40Mpa، واحد AL2 عمدتاً ماسه‌سنگ با مقاومت فشاری 130-100 Mpa با لایه‌بندی نازک تا ضخیم، واحد B شامل شیل، سیلتستون و ماسه‌سنگ نازک لایه با مقاومت فشاری 75-50 Mpa و واحد C شامل شیل، سیلتستون و ماسه‌سنگ با مقاومت فشاری 75-50 Mpa، ساینده‌گی، مقاومت بالا و وجود لایه‌های ضخیم با حجم بالا تشکیل شده است. اجرای عملیات چال‌زنی و آتش‌کاری در واحدهای AL2, B, C برای برداشت باطله ضروری است. لازم به ذکر است که کل باطله احتیاج به چال‌زنی و آتش‌کاری دارد.

با احتساب لایه‌بندی در مجموع ۴ دسته ناپیوستگی در باطله‌های شمشک معادن جاجرم (واحدهای AL2, B, C) عملکرد داشته‌اند. در ضمن در خلال عملیات، شاخص‌های چال‌زنی به دلیل تغییرات

ویژگی‌های قابلیت چالزنی^{۵۵} در لایه‌ها تغییر خواهد کرد. با در نظر گرفتن موارد فوق پیش‌بینی می‌شود
 هندسه آتش‌کاری در واحدهای C, B, AL2 به شرح ذیل باشد:

قطر چال = ۴-۶/۵ اینچ، بار سنگ = ۳/۵-۵/۵ متر، فاصله چال‌ها در هر ردیف = ۴/۲-۶/۵ متر، شیب
 چال = ۷۰-۸۰ درجه (ایتوک ایران، ۱۳۸۴).

۳-۱-۶. بوکسیت سخت کم عیار و پرعیار

واحدهای بوکسیت سخت کم عیار و پرعیار می‌بایست با اجرای عملیات حفاری و آتش‌کاری استخراج
 شوند. حفر چال در بوکسیت سخت کم عیار همراه با کائولن در مرحله اول و سپس بوکسیت با عیار بالا (با
 عیار $SiO_2 \leq 15\%$ و $Al_2O_3 \geq 40\%$) در مرحله دوم انجام خواهد گرفت.

چال‌ها در این واحد به صورت مایل و تقریباً عمود بر لایه‌بندی حفر می‌شوند. قطر چال‌ها بسته به
 ضخامت بوکسیت و عمده‌تاً از ۱/۲۵ تا حداکثر ۲/۵ اینچ خواهد بود. الگوی آتش‌کاری مطابق جدول ۱-۶
 خواهد بود:

جدول ۱-۶. هندسه آتش‌کاری معدن گل‌بینی دو (ایتوک ایران، ۱۳۸۴)

بوکسیت	قطر چال (اینچ)	متوسط ضخامت (متر)
سخت پرعیار	۱ ۱/۲-۱ ۱/۴	۱/۵-۲
سخت پرعیار	۲ ۱/۲	۳
سخت کم‌عیار	۱ ۱/۲	۲

برای عملیات چالزنی از چکش‌های حفاری مجهز به پایه هیدرولیک و گردگیر و یک دستگاه دریل واگن با قدرت حفاری با قطر ۱/۵ تا ۲/۵ اینچ در هر دوره استفاده می‌شود. حداکثر سنگ درشت^{۵۶} برای بوکسیت پرعیار و سخت پس از آتش‌کاری معادل ۴۵ سانتی‌متر می‌بایست باشد.

۶-۱-۴. بارگیری و حمل

عملیات بارگیری و حمل باطله توأم با عملیات استخراج و بارگیری ماده معدنی خواهد بود. بارگیری باطله توسط لودر با ظرفیت جام ۳/۶-۶ مترمکعب (ترجیحاً ۴ متر مکعبی) و کامیون‌های با ظرفیت ۱۶-۳۲ تنی قابل اجرا است. ترکیب لودرهای ۳/۶-۴ متر مکعبی با کامیون‌های ۱۶ تنی بایک شیفت کار در روز از نظر اقتصادی قابل توجیه است.

فاصله محل دپوهای باطله از مرکز ثقل معدن گل‌بینی دو به شرح جدول ۶-۲ می‌باشد.

جدول ۶-۲. مسافت حمل باطله در معدن گل‌بینی دو (ایتوک ایران، ۱۳۸۴)

دپوی بوکسیت شیلی	دپوی بوکسیت کم‌عیار	دپوی باطله شمشک	بوکسیت سخت پرعیار
۱/۸	۲/۹۵	۰/۸	۲/۸

کلیه ارقام بر حسب کیلومتر است.

برای استخراج ماده معدنی از شاول هیدرولیکی ۲/۶ مترمکعبی و حتی با حجم بیل کوچکتر ضروری می‌باشد. ترکیب لودر و بلدوزر گزینه دوم بارگیری بوده و حتی‌الامکان می‌بایست از شاول برای بارگیری استفاده کرد.

بنابراین باید در یک شیفت ۱۰ ساعته از ۳ شاول ۲/۶ مترمکعبی به لحاظ استخراج انتخابی و کار در دو جبهه کار و یک شاول رزرو استفاده کرد. برای حمل باید تعداد ۹ کامیون ۱۶ تنی همراه با ۳ کامیون رزرو در نظر داشت.

56. over size

در صورت استفاده از لودر ۶ مترمکعبی، تعداد ۱ لودر در حال کار و یک لودر رزرو، همراه با ۳ کامیون ۳۲ تنی در حال کار و یک کامیون رزو برای برداشت باطله و ماده معدنی، در ناوگان بارگیری و حمل وجود خواهند داشت (ایتوک ایران، ۱۳۸۴).

۶-۱-۵. راه‌ها و رمپ‌ها

راه اصلی اتصال به معدن و کارخانه سنگ‌شکن آسفالت‌ه و با عرض متوسط ۱۰ متر می‌باشد. عرض راه‌های دسترسی به معدن ۱۴ متر می‌باشد. عرض رمپ‌های دسترسی حدود ۴ برابر عرض کامیون ۳۲ تن و ۱۴ متر در نظر گرفته شده‌است. شیب رمپ‌ها حداکثر ۱۰-۸ درصد برآورد شده‌است.

فاصله حمل از محل سنگ‌شکن و دپوهای هشت‌گانه تا کارخانه فراوری ۴/۵ کیلومتر است و عملیات بارگیری و حمل با استفاده از لودر ۳/۶ متر مکعب و کامیون ۱۶ تن انجام می‌شود (ایتوک ایران، ۱۳۸۴).

۶-۱-۶. هزینه استخراج روباز

قیمت‌های واحد این بخش از فهرست بهای واحد پایه رشته راه و باند فرودگاه و زیرسازی راه آهن سال ۱۳۸۶ و فهرست بهای واحد پایه رشته سد سازی سال ۱۳۸۶ اقتباس گردیده است که مبنای تعدیل آن سه ماهه چهارم سال ۱۳۸۵ بوده است. قیمت‌های واحد با توجه به ضریب بالاسری ۱/۳۰، ضریب تجهیز کارگاه ۱/۰۵، ضریب منطقه ۱/۰۵، ضریب پیش‌بینی نشده ۱/۲، ضریب تعدیل ۱/۰۷ و ضریب سود پیمانکار ۱/۰۸ محاسبه خواهد شد.

بهای عملیات‌هایی همانند پروفیل‌سازی در خاک برداری (عملیات استخراج هر نوع سنگ معدن) و وجود محدودیت در عملیات خاکی استخراج و سختی ویژه معدن در قیمت‌های واحد هر ردیف منظور

شده است. آماده‌سازی و ساخت و نگهداری دپوها، ایجاد و ترمیم رمپ‌های مربوطه و رساندن زاویه شیب دیواره پله عملیاتی به ۷۰ درجه در قیمت‌های پایه منظور شده‌است. بارگیری و حمل از مرکز ثقل برداشت تا فاصله مورد نظر و باراندازی و تسطیح در قیمت پایه منظور شده است. هزینه ساختمان و نگهداری و تسطیح و آب‌پاشی روزانه برای جلوگیری از گرد و خاک در قیمت‌های واحد پایه منظور شده است.

کلیه هزینه‌ها و ضرایب مختلف عملیات پیمان از قبیل سختی کار ضریب خاص پروژه و غیره (بجز ضرایب منطقه‌ای، بالاسری و تجهیز کارگاه) در قیمت‌های واحد برآوردی پایه منظور شده است. بر این اساس هزینه برداشت هر متر مکعب باطله و هر متر مکعب ماده معدنی در جدول ۶-۳ محاسبه شده است.

وزن مخصوص باطله و بوکسیت به ترتیب ۲/۶۱ و ۳ تن بر مترمکعب می‌باشد. فاصله حمل بوکسیت سخت کم عیار، پرعیار و باطله شمشک به محل دپوهای مربوط به هر کدام به ترتیب برابر ۲/۹۵، ۲/۸ و ۰/۸ کیلومتر می‌باشد. فاصله حمل بوکسیت به طور میانگین برابر با ۲/۸۸ کیلومتر در نظر گرفته می‌شود.

جدول ۶-۳. عملیات آماده‌سازی، باطله‌برداری، بارگیری و حمل به محل دپو (فهرست‌بهای راه و سدسازی، ۱۳۸۶)

شماره	شرح	واحد	(ریال)بهای واحد
۰۱۰۳۰۲	کردن و توده منفجره مواد مصرف با سنگی زمین در خاکبرداری حاصله مواد	مترمکعب	۲۵،۴۰۰
۰۱۰۹۰۳	تا حمل زمینهای سنگی، در خاکبرداری از حاصل مصالح بارگیری محل انباشت در تسطیح و ریختن متر، ۵۰۰	مترمکعب	۴۸۲۰
۰۳۰۵۰۱	ترانشه‌ها و کف‌ها ترانشه شیروانی سطح کردن پروفیله و رگلاژ	مترمربع	۴۸۰
۰۱۱۳۰۲	متر ۵۰۰ بر مازاد مسافت برای سنگی، مصالح حمل	مترمکعب کیلومتر-	۱،۱۱۰
۰۳۰۹۱۰	باشد، یک کیلومتر از بیش حمل فاصله که صورتی در آب حمل	مترمکعب	۹۲۵

	به کسر کیلومتر. (کیلومتر اول یک بر اضافه کیلومتر هر برای (شود می محاسبه تناسب	کیلومتر-	
۰۳۱۰۰۱	گیردر با خاکریزها بستر تسطیح	مترمربع	۶۲

هزینه حمل مواد حاصل از عملیات خاکی یا خاک‌های توده شده (مربوط به ردیف ۰۱۱۳۰۲

البته با کسر ۵۰۰ متر ردیف ۰۱۰۹۰۳) به صورت زیر بدست می آید:

$$۲/۳۸ \times ۱۱۱۰ = ۲۶۴۱/۸ \quad \text{ریال بر متر مکعب بوکسیت سخت}$$

$$۰/۳ \times ۱۱۱۰ = ۳۳۳ \quad \text{ریال بر متر مکعب باطله شمشک}$$

بنابراین مجموع هزینه‌های لقی‌گیری، چال‌زنی، خرج‌گذاری و آتش‌کاری، دپو کردن، بارگیری

و حمل برای بوکسیت سخت و باطله شمشک به صورت زیر بدست می آید.

هزینه استخراج بوکسیت سخت:

$$۲۵۴۰۰ + ۴۸۲۰ + ۲۶۴۱/۸ + (۹۲۵ \times ۰/۲) = ۳۳۰۴۷ \quad \text{ریال بر متر مکعب بوکسیت سخت}$$

وزن مخصوص بوکسیت ۳ تن بر متر مکعب است:

$$۳۳۰۴۷ \div ۳ = ۱۱۰۱۶ \quad \text{ریال بر تن بوکسیت سخت}$$

با احتساب ردیف‌های ۰۳۰۵۰۱ و ۰۳۱۰۰۱ خواهیم داشت:

$$۱۱۰۱۶ + (۴۸۰ \times ۰/۲۵) + (۶۲ \times ۰/۲۵) = ۱۱۱۵۲ \quad \text{ریال بر تن بوکسیت سخت}$$

با در نظر گرفتن ضریب بالاسری ۱/۳۰، ضریب تجهیز کارگاه ۱/۰۵، ضریب منطقه ۱/۰۵، ضریب

پیش‌بینی نشده ۱/۲، ضریب تعدیل ۱/۰۷ و سود پیمانکار ۱/۰۸ داریم:

$$۱۱۱۵۲ \times ۱/۳ \times ۱/۰۵ \times ۱/۰۵ \times ۱/۲ \times ۱/۰۷ \times ۱/۰۸ = ۲۲۱۶۵ \quad \text{ریال بر تن بوکسیت سخت}$$

با در نظر گرفتن هر دلار آمریکا برابر با ۹۲۰۰ ریال خواهیم داشت:

دلار بر تن بوکسیت سخت

$$23461 \div 9200 = 2/41$$

هزینه استخراج باطله شمشک

ریال بر متر مکعب باطله شمشک

$$25400 + 4820 + 333 = 30553$$

وزن مخصوص باطله شمشک ۲/۴۱ تن بر متر مکعب است:

ریال بر تن باطله شمشک

$$30553 \div 2/41 = 11706$$

با در نظر گرفتن ضریب بالاسری ۱/۳۰، ضریب تجهیز کارگاه ۱/۰۵، ضریب منطقه ۱/۰۵، ضریب

پیش‌بینی نشده ۱/۲، ضریب تعدیل ۱/۰۷ و سود پیمانکار ۱/۰۸ داریم:

ریال بر تن باطله شمشک

$$11706 \times 1/3 \times 1/05 \times 1/05 \times 1/2 \times 1/07 \times 1/08 = 23266$$

با در نظر گرفتن هر دلار آمریکا برابر با ۹۲۰۰ ریال خواهیم داشت:

دلار بر تن باطله شمشک

$$23266 \div 9200 = 2/53$$

بنابراین هزینه استخراج هر تن ماده معدنی (بوکسیت سخت) برابر با ۲/۴۱ دلار بر تن و هزینه استخراج

هر تن باطله برداری برابر با ۲/۵۳ دلار بر تن می‌باشد.

۲-۶. استخراج زیرزمینی

۱-۲-۶. نوع روش استخراج زیرزمینی

با توجه موفقیت تجربه معدن شماره ۳ جاجرم در استخراج آزمایشی به روش کندن و پرکردن^{۵۷}، در سال ۱۳۷۸، و با توجه به مزیت‌هایی مانند استخراج مقدار بیشتری از ماده معدنی، کاهش تریق، افزایش پایداری، کاهش خطر انفجار خودبخودی و کاهش اثرات زیست محیطی، در این معدن نیز روش کندن و پرکردن به عنوان روش استخراج مناسب در نظر گرفته شده است.

بررسی‌ها نشان می‌دهد که ارتفاع کارگاه استخراج می‌تواند حدود ۶۰-۴۰ متر و به طور متوسط ۵۰ متر باشد. طول هر کارگاه استخراج در امتداد لایه ۱۰۰ متر و هر ۴ کارگاه استخراجی یک بلوک استخراجی را تشکیل می‌دهند، که می‌بایست توسط دو لنگه با عرض ۷/۵ متر از هم جدا گردند. ۶/۵ متر از ذخیره برای هر بلوک ۵۰ متری در عمق به عنوان پایه حفاظتی تونل‌ها در نظر گرفته شده است.

$$(50 + 6/5) \times 7/5 \times 2 + 100 \times 6/5 = 1497/5$$

$$56/5 \times 115 = 6497/5$$

$$(1497/5 \times 100) \div 6497/5 \approx 23\%$$

در مجموع در حدود ۲۵-۲۱ درصد ذخیره در روش زیرزمینی می‌بایست به عنوان لنگه حفاظتی تخصیص یابد و امکان استخراج آن‌ها نخواهد بود. لازم به ذکر است با توجه به احتمال قرارگیری تعدادی از دوپل‌ها در بخش باطله، تغییرات در ارتفاع کارگاه، شکل کانسار و اجتناب از قرار دادن مسیر تونل در بخش‌های با ضخامت بالا، در برآوردها این رقم حدود ۲۱/۵ درصد منظور شده است. مقدار افت سنگ معدن در خلال استخراج در بخش روباز ۵٪ برآورد می‌شود.

۶-۲-۲. هزینه استخراج زیرزمینی

نحوه برآورد قیمت تمام شده تولید ماده معدنی به روش زیرزمینی می‌تواند به دو صورت انجام شود. یکی روش مستقیم که در این حالت ضمن تعیین کلیه هزینه‌ها با توجه به طرح ارائه شده و با توجه به هزینه استهلاک و سود سرمایه‌گذاری، هزینه خطوط مخابراتی، هزینه مطالعات آب و شبکه ارسال آن، هزینه حمل ماده معدنی تا کارخانه تغلیظ، هزینه‌های اداری، هزینه تأمین و انتقال برق، هزینه ساخت ابنیه، هزینه‌های مواد و تجهیزات مصرفی (چوب مصرفی در کارگاه استخراجی و آماده‌سازی، مواد ناریه و چاشنی و سیم آتشکاری، قاب‌های فلزی و ریل در گالری‌های آماده‌سازی، لارده‌های بتن‌آرمه، تراورس‌های بتنی، بالاست زیرسازی ریل‌ها، البسه و تجهیزات ایمنی، کابل‌ها، سیم بکسل‌ها، لوله، سوخت و لاستیک ماشین‌ها و غیره)، هزینه خرید ماشین‌آلات، قیمت دستمزدها، تعیین می‌شود. این هزینه‌ها به دو دسته اصلی سرمایه‌ای و جاری تقسیم می‌شوند و سپس با توجه به میزان تولید و سهمی از هزینه سرمایه‌گذاری که به آن تعلق می‌گیرد، هزینه مربوط به تولید واحد وزن ماده معدنی به نام جزء سرمایه‌ای هزینه مشخص می‌شود. همچنین با توجه به هزینه جاری و میزان تولید، هزینه جاری تولید واحد وزن ماده معدنی تعیین شده و از مجموع آنها هزینه تولید واحد وزن ماده معدنی استخراجی، به دست می‌آید. در روش برآورد غیر مستقیم از مقایسه اطلاعات موجود با تجربیات و آمارهای به جا مانده از کارهای زیرزمینی معادن دیگر و استفاده از آمار موارد مشابه و روابط موجود بین اقلام هزینه، قیمت تمام شده استخراج ماده معدنی مشخص می‌شود.

در برآورد قیمت تمام شده استخراج بوکسیت در این معدن نیز از روش غیر مستقیم برآورد قیمت استفاده شده است. هزینه استخراج هر تن سنگ بر اساس گزارش استخراج زیرزمینی معدن شماره ۳ جاجرم (سال ۷۸) و پس از به روزآوری به مبلغ ۱۴۳۴۲۵ ریال برآورد و با احتساب نرخ تورم قیمت استخراج یک تن بوکسیت زیرزمینی به مأخذ سال ۱۳۷۹، برآورد معادل ۱۶۴۹۴۰ ریال در نظر گرفته شد

(ایتوک ایران، اسفند ۱۳۸۱). با در نظر گرفتن قیمت هر دلار آمریکا (در زمان انجام محاسبات) برابر با

۹۰۰۰ ریال، هزینه استخراج هر تن بوکسیت برابر ۱۸/۳۳ دلار برآورد شده است.

بنابراین با توجه به اطلاعات فوق هزینه‌های اصلی عبارتند از:

هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش روباز برابر است با ۲/۴۱ دلار.

هزینه استخراج هر تن باطله به روش روباز برابر است با ۲/۵۳ دلار.

هزینه استخراج هر تن ماده معدنی به روش زیرزمینی برابر است با ۱۸/۳۳ دلار.

فصل هفتم

اجرای نرم افزار

و تحلیل عوامل مؤثر

فصل هفتم: اجرای نرم افزار و تحلیل عوامل مؤثر

۷-۱. اطلاعات تعیین حد روباز و زیرزمینی

برای تعیین حد روباز و زیرزمینی معدن بوکسیت گل بینی دو جاجرم، اطلاعات ورودی مورد نیاز نرم افزار Maxipit طبق محاسبه های مندرج در فصل های قبل در جدول ۷-۱ فهرست شده است.

برای به دست آوردن شیب از گزارش مکانیک سنگ در سال ۱۳۷۲ استفاده شده است. از گزارش مذکور اطلاعات مربوط به شیب دیواره نسبت به عمق استخراج شد. داده های اولیه برای شیب دیواره به شرح جدول ۷-۲ می باشد. شیب دیواره جنوبی که ماده معدنی در آن قرار دارد، به لحاظ شرایط خاص دولومیت ها معادل شیب لایه (پس از استخراج بوکسیت سخت و شیلی) در نظر گرفته شد. در واقع در

طراحی استخراج روباز چنین فرض شد که گسترش معادن به سمت عمق بدون برداشت باطله از دولومیت‌های کمر پایین صورت پذیرد. لازم به ذکر است که زاویه شیب عملیاتی پله‌های استخراجی ۷۰ درجه می‌باشد.

میزان استخراج ماده معدنی برابر ۴۳۲۰۰۰ تن در سال منظور شده‌است. در دوره تولید ۹ ماهه ۱۳۸۴، ماکزیمم نرخ تولید از یکم تا ۳۱ هرماه ۵۸۶۱ مترمکعب بوکسیت سخت پرعیار و ۶۵۹۹ مترمکعب بوکسیت سخت کم عیار از معدن گل‌بینی دو استخراج شده است و در حال حاضر این معدن استخراج نمی‌شود. با توجه به این که در برنامه‌ریزی تولید تا سال ۱۴۰۰ هیچ تصمیم و یا برنامه‌ریزی خاصی برای استخراج از این معدن و میزان تولید آن در نظر گرفته نشده است، و این اعداد از ماکزیمم نرخ تولیدی که در آن زمان معدن داشته‌است با استناد به گزارش کنترل پروژه شهریور ۱۳۸۵ معدن، بدست آمد. وزن مخصوص بوکسیت ۳ تن بر مترمکعب می‌باشد.

جدول ۷-۱. اطلاعات ورودی مورد نیاز برای اجرای نرم افزار Maxipit.

قیمت ماده معدنی	۳۸۰ دلار بر تن محصول کارخانه فرآوری.
هزینه استخراج	۲/۵۳ دلار بر تن باطله. مقداری که در این قسمت وارد شده است مربوط به تمام هزینه‌های استخراج سنگ است، یعنی مجموع هزینه‌های سرمایه‌ای و پایه.
فاکتور تنظیم هزینه‌های استخراج (MCAF)	۰/۹۵. فاکتور تنظیم هزینه‌های استخراج از تقسیم مجموع هزینه‌های استخراج ماده معدنی بر مجموع هزینه‌های استخراج باطله (هزینه استخراج پایه) به دست می‌آید. از آن جایی که هزینه استخراج هر تن باطله و بوکسیت به ترتیب برابر با ۲/۵۳ و ۲/۴۱ دلار در هر تن می‌باشد بنابراین فاکتور تنظیم هزینه‌های استخراج ۰/۹۵ خواهد بود.
هزینه فرآوری ماده معدنی	۱۰۰ دلار بر تن بوکسیت استخراجی.
بازیابی Al_2O_3 در کارخانه فرآوری	۷۱ درصد. به ازای هر سه تن سنگ معدن ورودی به کارخانه با عیار میانگین ۴۶/۶۲ درصد (از معدن گل‌بینی دو)، یک تن محصول خروجی با عیار ۹۹ درصد به دست می‌آید. در نتیجه بازیابی کارخانه فراوری به صورت زیر به دست می‌آید: $R = \frac{Cc}{Ff} = \frac{1 \times 99}{3 \times 46.62} \approx 71\%$ <p>که در آن: C= تناژ محصول خروجی از کارخانه، c= درصد عیار محصول، F= تناژ خوراک ورودی به کارخانه و f= درصد عیار ورودی به کارخانه است.</p>
هزینه فرآوری زیرزمینی	۱۱۸/۳۳ دلار بر تن بوکسیت استخراجی. از آن جایی که هزینه استخراج در زمان محاسبه ارزش بلوک‌ها در روش استخراج زیرزمینی محاسبه نمی‌شود، بنابراین باید تمام هزینه‌های استخراج زیرزمینی در هزینه‌های فرآوری روش زیرزمینی آورده شود.
بازیابی فرآوری در روش زیرزمینی	۷۱٪ (۰/۷۱). روش فرآوری برای گزینه‌های روباز و زیرزمینی یکسان است.
فاکتور هزینه‌های افزایش عمق همراه با افزایش عمق	پله مرجع پیش فرض استخراج، پله ۱۵، در تراز ۱۱۶۱ همراه با هزینه افزایشی ۰/۰۱ و پله مرجع فرآوری پله ۱۶ با هزینه افزایشی ۰/۰۱، در تراز ۱۱۵۱ نظر گرفته شده است.
نرخ تنزیل سالانه	۱۲٪.
متوسط نرخ خروجی ماده معدنی	۴۳۲۰۰۰ تن.
تعداد روزهای کاری در سال	۳۶۰ روز.

جدول ۷-۲. شیب دیواره‌های استخراجی نسبت به عمق استخراج (ایتوک ایران، ۱۳۸۱).

عمق پیت به متر	شیب دیواره به درجه
۵۰	۵۵
۶۰	۵۳
۷۰	۵۰
۸۰	۴۷
۹۰	۴۳

۱۰۰	۴۲
۱۱۰	۴۰

$$5861 + 6599 = 12460 \frac{m^3}{month}$$

$$12460 \frac{m^3}{month} \times 3 \frac{tonne}{m^3} = 37380 \frac{tonne}{month}$$

در نتیجه با در نظر گرفتن استخراج روزانه ۱۲۰۰ تن بوکسیت، در هر سال معادل ۴۳۲۰۰۰ تن استخراج بوکسیت خواهیم داشت.

۷-۲. اجرای نرم افزار

مدل‌های ساخته شده توسط نرم‌افزار Datamine وارد نرم‌افزار Maxipit شده است. گزینه‌های متعددی در نظر گرفته شد و ارزش خالص فعلی آن‌ها محاسبه شد. برای معدن گل‌بینی دو، ۷ گزینه به شرح جدول ۷-۳ در نظر گرفته شده است.

جدول ۷-۳. گزینه‌های فرضی برای تعیین حد روباز و زیرزمینی.

شماره گزینه	تراز کف استخراج روباز	تراز بالایی استخراج زیرزمینی
۱	۱۱۶۰	۱۱۵۰
۲	۱۱۴۰	۱۱۳۰
۳	۱۱۲۰	۱۱۱۰
۴	۱۱۰۰	۱۰۹۰
۵	۱۰۸۰	۱۰۷۰
۶	۱۰۶۰	۱۰۵۰
۷	۱۰۴۰	۱۰۳۰

برای هر یک از گزینه‌های فوق ارزش خالص فعلی تعیین می‌شود و گزینه‌هایی که بیشترین ارزش خالص فعلی را داشته باشد، تراز کف روباز آن به عنوان حد استخراج روباز- زیرزمینی تعیین می‌شود.

پس از وارد کردن اطلاعات فوق، نرم افزار اجرا شد و نتایج آن در جدول ۴-۷ فهرست شده است.

جدول ۴-۷. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه مورد نظر.

گزینه	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
نسبت باطله برداری	۱/۱۳	۱/۳۱	۱/۴۱	۱/۸۱	۱/۹۱	۱/۹۱	۱/۹۱
کل ماده معدنی (تن)	۸۶،۷۱۹	۱۳۲،۰۹۴	۱۳۰،۳۵۹	۱۰۶،۶۸۸	۱۰۷،۴۸۴	۱۰۷،۴۸۴	۱۰۷،۴۸۴
کل باطله (تن)	۹۸،۱۲۳	۱۷۳،۰۹۷	۱۸۳،۸۸۲	۱۹۳،۱۰۳	۲۰۵،۵۸۲	۲۰۵،۵۸۲	۲۰۵،۵۸۲
عمر تخمینی (روز)	۷۲ (سال/۲۰)	۱۱۰ (سال/۳)	۱۰۸ (سال/۳)	۸۸ (سال/۲۴)	۸۹ (سال/۲۵)	۸۹ (سال/۲۵)	۸۹ (سال/۲۵)
هزینه استخراج (\$)	۴۵۶،۴۷۸	۷۵۵،۰۸۴	۷۷۸،۰۵۱	۷۴۴،۸۹۱	۷۷۸،۳۷۸	۷۷۸،۳۷۸	۷۷۸،۳۷۸
هزینه فرآوری (\$)	۸،۶۷۱،۸۷۵	۱۳،۲۰۹،۳۷۵	۱۳،۰۳۵،۹۳۸	۱۰،۶۸۸،۷۵۰	۱۰،۷۴۸،۴۳۸	۱۰،۷۴۸،۴۳۸	۱۰،۷۴۸،۴۳۸
درآمد (\$)	۹،۶۵۷،۱۵۷	۱۴،۷۵۸،۷۰۵	۱۴،۵۶۸،۲۶۸	۱۱،۹۹۲،۹۱۳	۱۲،۰۸۰،۳۳۱	۱۲،۰۸۰،۳۳۱	۱۲،۰۸۰،۳۳۱
سود (\$)	۵۲۸،۸۰۴	۷۹۴،۲۴۶	۷۵۴،۲۸۰	۵۷۹،۲۷۲	۵۵۳،۵۱۵	۵۵۳،۵۱۵	۵۵۳،۵۱۵
ارزش خالص فعلی (\$)	۵۲۰،۳۵۳	۷۷۲،۱۲۶	۷۳۲،۸۷۰	۵۶۵،۴۱۴	۵۳۹،۷۷۲	۵۳۹،۷۷۲	۵۳۹،۷۷۲

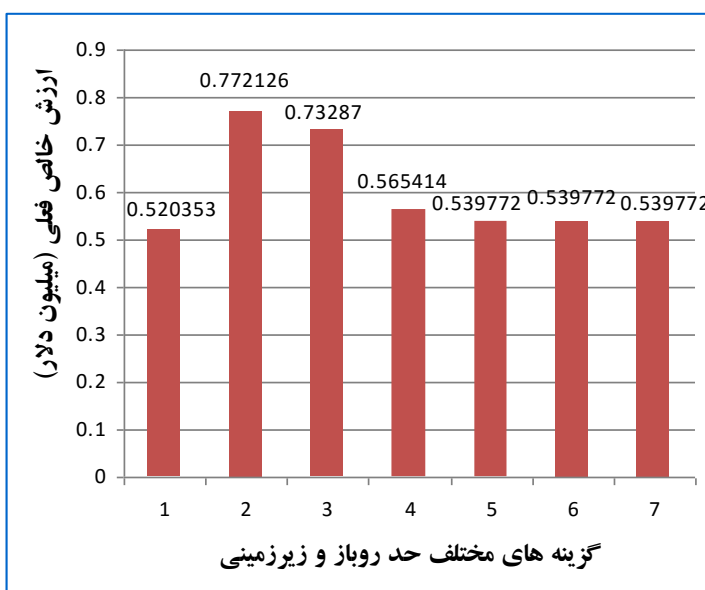
اگر نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی اجرا شود، اطلاعات جدول ۵-۷ به دست می آید.

جدول ۵-۷. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی.

نسبت باطله برداری	تراز کف پیت (پیشنهاد شده توسط نرم افزار)	عمر تخمینی (روز)	هزینه فرآوری (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	درآمد (دلار)	سود (دلار)	ارزش خالص فعلی (دلار)
۲/۲۶	بخش شرقی ۱۱۵۰ بخش غربی ۱۱۷۰	۷۷ (سال/۲۱)	۹،۲۵۷،۸۱۳	۷۵۲،۲۹۷	۱۰،۴۲۲،۷۲۸	۴۱۲،۶۱۹	۴۰۲،۹۹۱

اجرای برنامه گزینه ۲ (تراز ۱۱۴۰) را به عنوان گزینه انتخابی با حداکثر مجموع ارزش خالص فعلی ۷۷۲،۱۲۶ دلار برای روباز- زیرزمینی و حداکثر ارزش خالص فعلی ۴۰۲،۹۹۱ دلار برای حالت روباز مشخص کرده است.

تغییرات ارزش خالص فعلی بر حسب گزینه‌های مختلف در شکل ۷-۱ نشان داده شده است.



شکل ۷-۱. تغییرات ارزش خالص فعلی بر حسب گزینه‌های مختلف حد روباز- زیرزمینی.

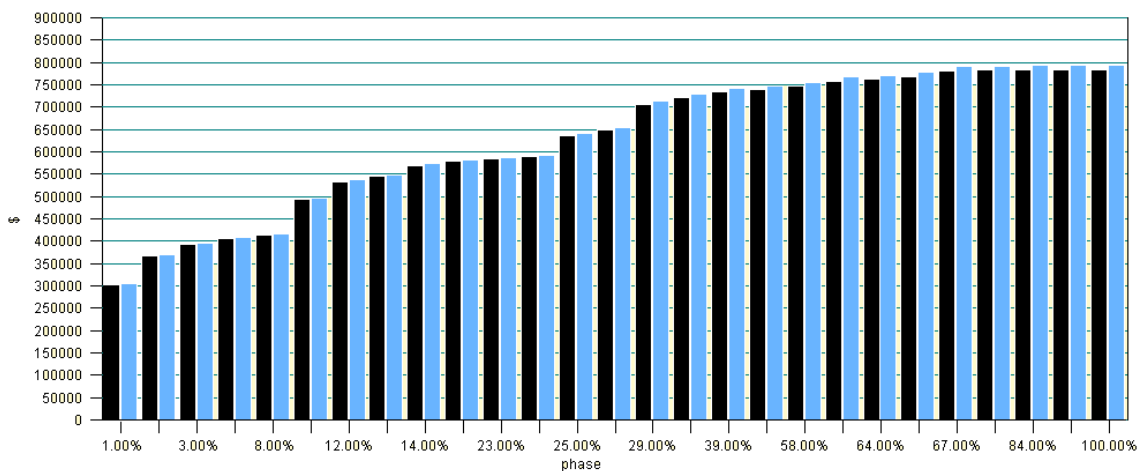
در جدول ۷-۶، اطلاعات ذخیره مربوط به استخراج ترازهای مختلف پیت نهایی گزینه ۲ فهرست شده است. همانطور که مشاهده می‌شود پیت فقط تا تراز ۱۱۵۰ به عمق رفته است بنابراین باتوجه به خروجی نرم‌افزار حد روباز زیرزمینی درواقع تراز ۱۱۵۰ است.

جدول ۷-۶. اطلاعات ذخیره، مربوط به استخراج پیت نهایی گزینه چهار.

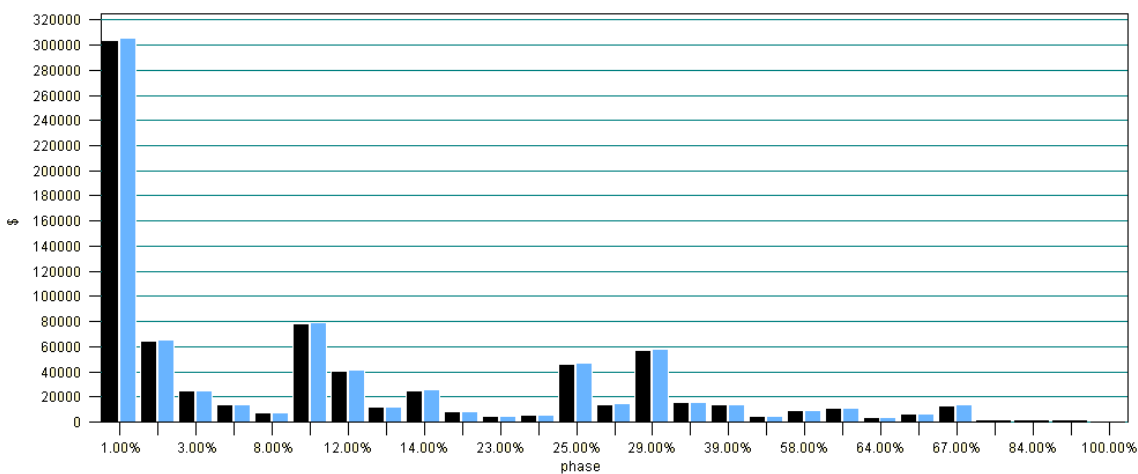
پله	تراز	کل باطله (تن)	کل ماده معدنی (تن)	هزینه استخراج \$	هزینه فرآوری \$	درآمد \$	سود \$
۹	۱،۲۰۷	۱۶۳	۰	۴۱۳	۰	۰	-۴۱۳
۱۰	۱،۱۹۷	۶۵۲	۰	۱،۶۵۱	۰	۰	-۱،۶۵۱
۱۱	۱،۱۸۷	۱۰،۰۳۲	۰	۲۵،۳۸۱	۰	۰	-۲۵،۳۸۱
۱۲	۱،۱۷۷	۷۴،۰۵۴	۲۰،۲۵۰	۲۳۵،۸۷۳	۲،۰۲۵،۰۰۰	۲،۲۴۶،۱۸۸	-۱۴،۶۸۶
۱۳	۱،۱۶۷	۵۶،۴۲۶	۵۲،۳۵۹	۲۶۸،۴۲۰	۵،۲۳۵،۹۳۸	۵،۸۰۰،۶۰۴	۲۹۶،۲۴۶

۳۲۵,۷۵۳	۴,۵۵۴,۶۱۴	۴,۰۶۸,۷۵۰	۱۶۰,۱۱۱	۴۰,۶۸۸	۲۴,۶۳۲	۱,۰۱۵۷	۱۴
۲۱۴,۳۷۹	۲,۱۵۷,۳۰۰	۱,۵۱۹,۶۸۸	۶۳,۲۳۴	۱۸,۷۹۷	۷,۱۳۷	۱,۰۱۴۷	۱۵
۷۹۴,۲۴۶	۱۴,۷۵۸,۷۰۵	۱۳,۲۰۹,۳۷۵	۷۵۵,۰۸۴	۱۳۲,۰۹۴	۱۷۳,۰۹۷		جمع

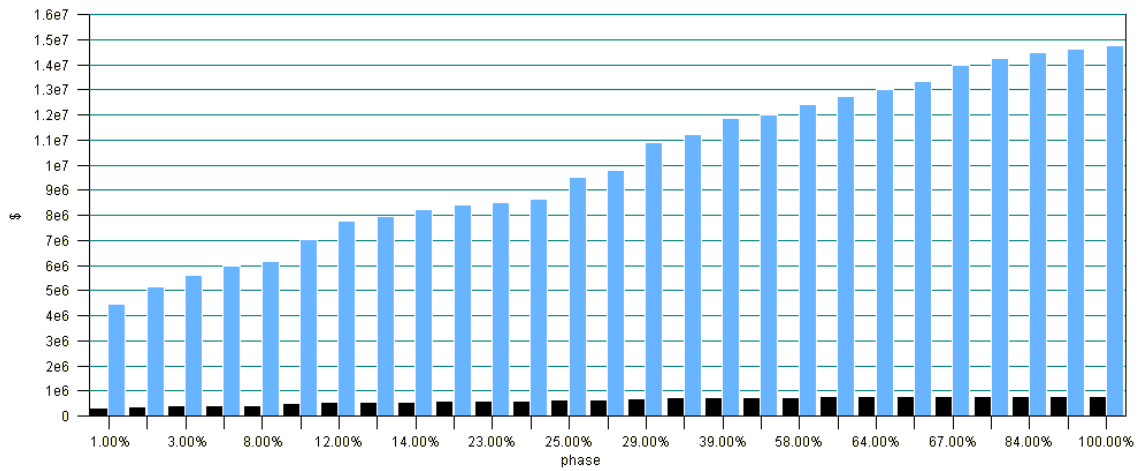
در شکل‌های ۲-۷ تا ۷-۷ روابط بین ارزش خالص فعلی و هزینه‌های مختلف و همچنین نمودار نسبت باطله برداری نشان داده شده است. در شکل‌های ۷-۸ و ۷-۹ توپوگرافی اولیه و پیت نهایی گزینه دو نشان داده شده است.



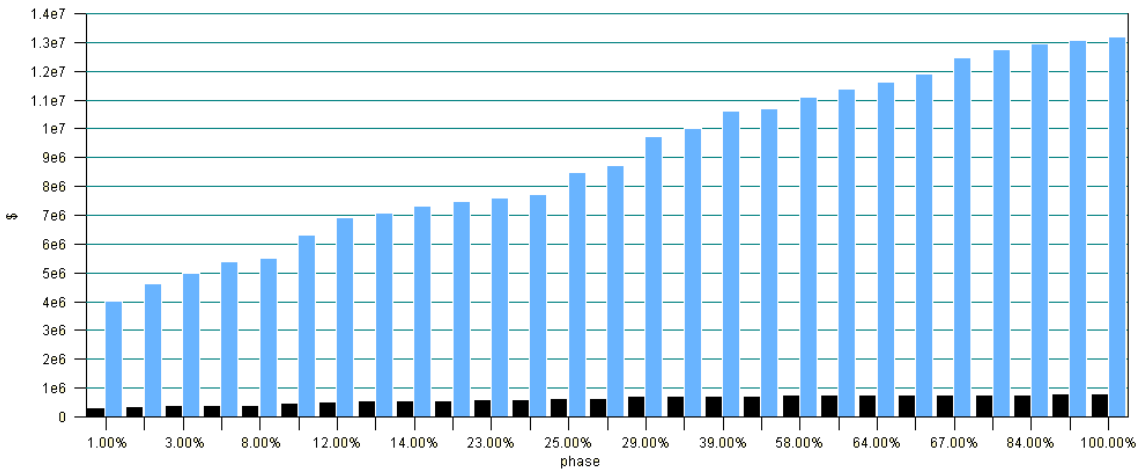
شکل ۲-۷. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و سود تجمعی.



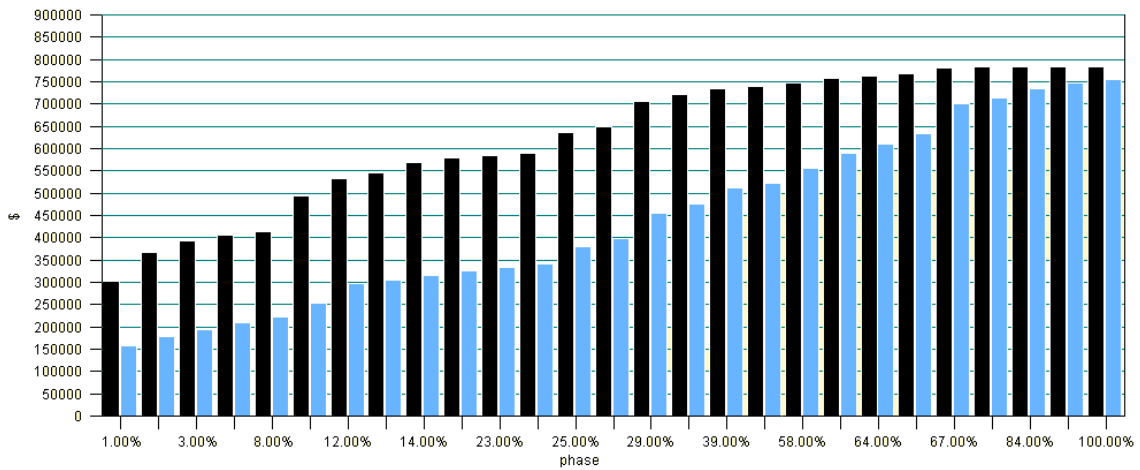
شکل ۳-۷. رابطه بین ارزش خالص فعلی دوره‌ای و سود دوره‌ای.



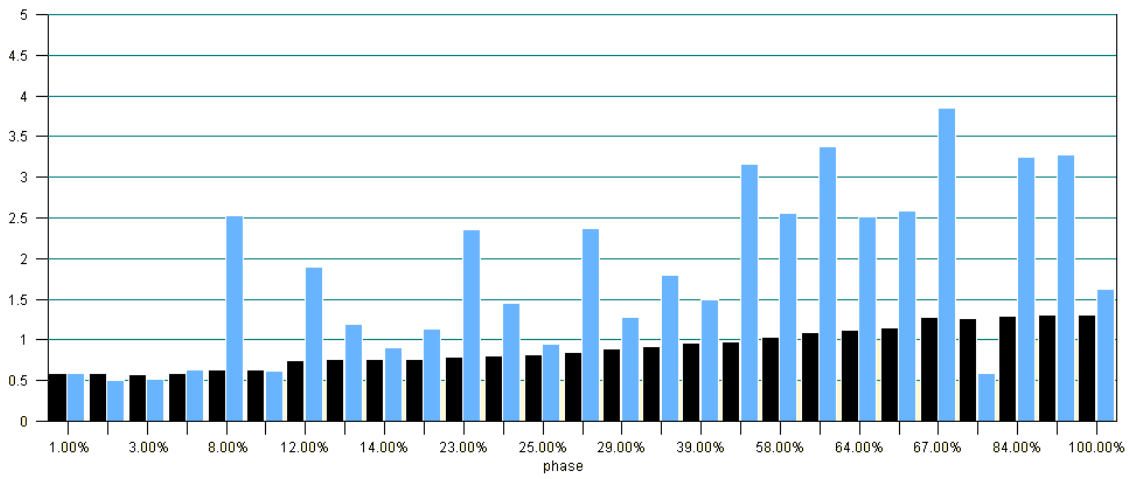
شکل ۷-۴. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و درآمد تجمعی.



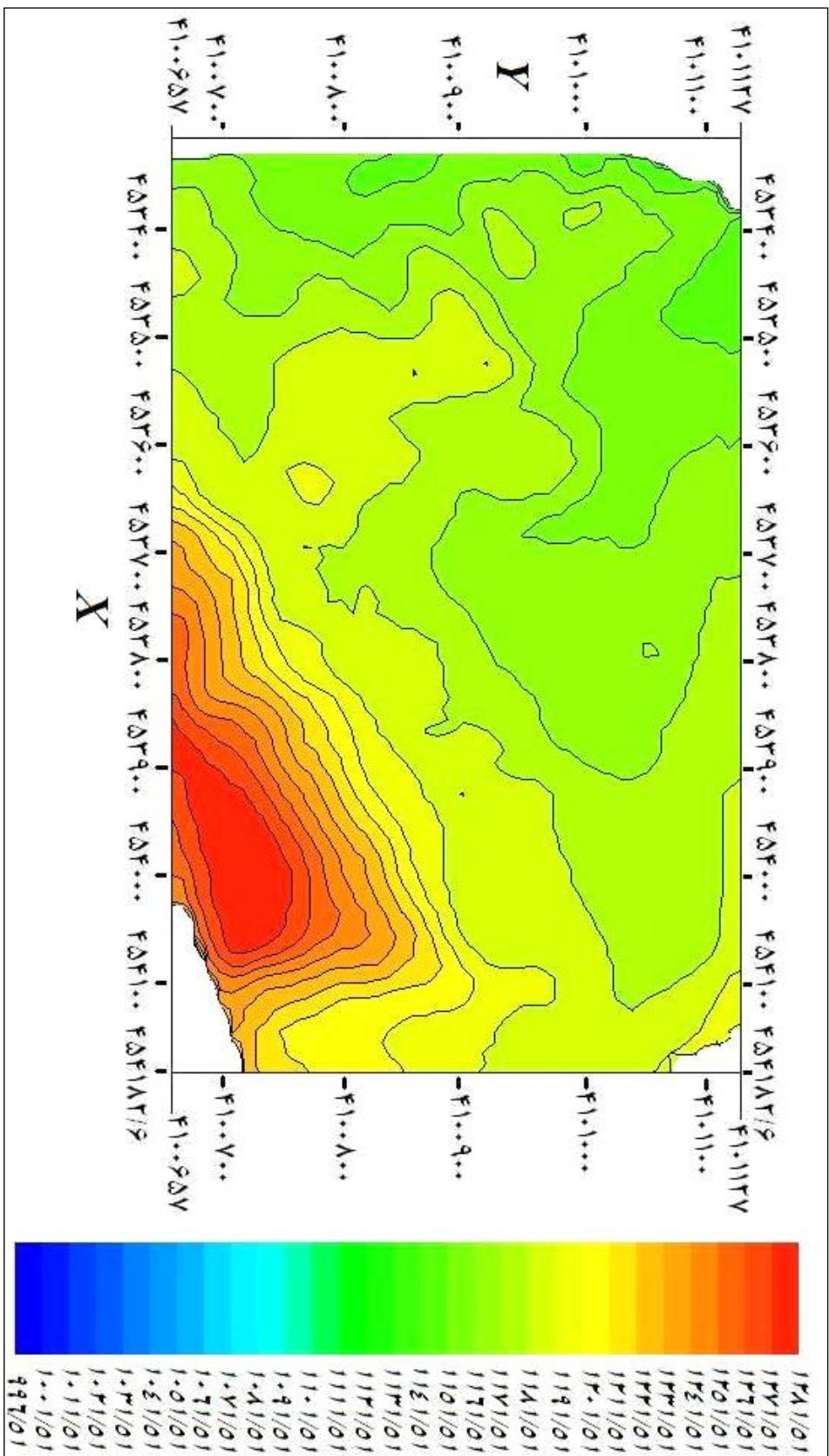
شکل ۷-۵. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و هزینه فرآوری تجمعی.



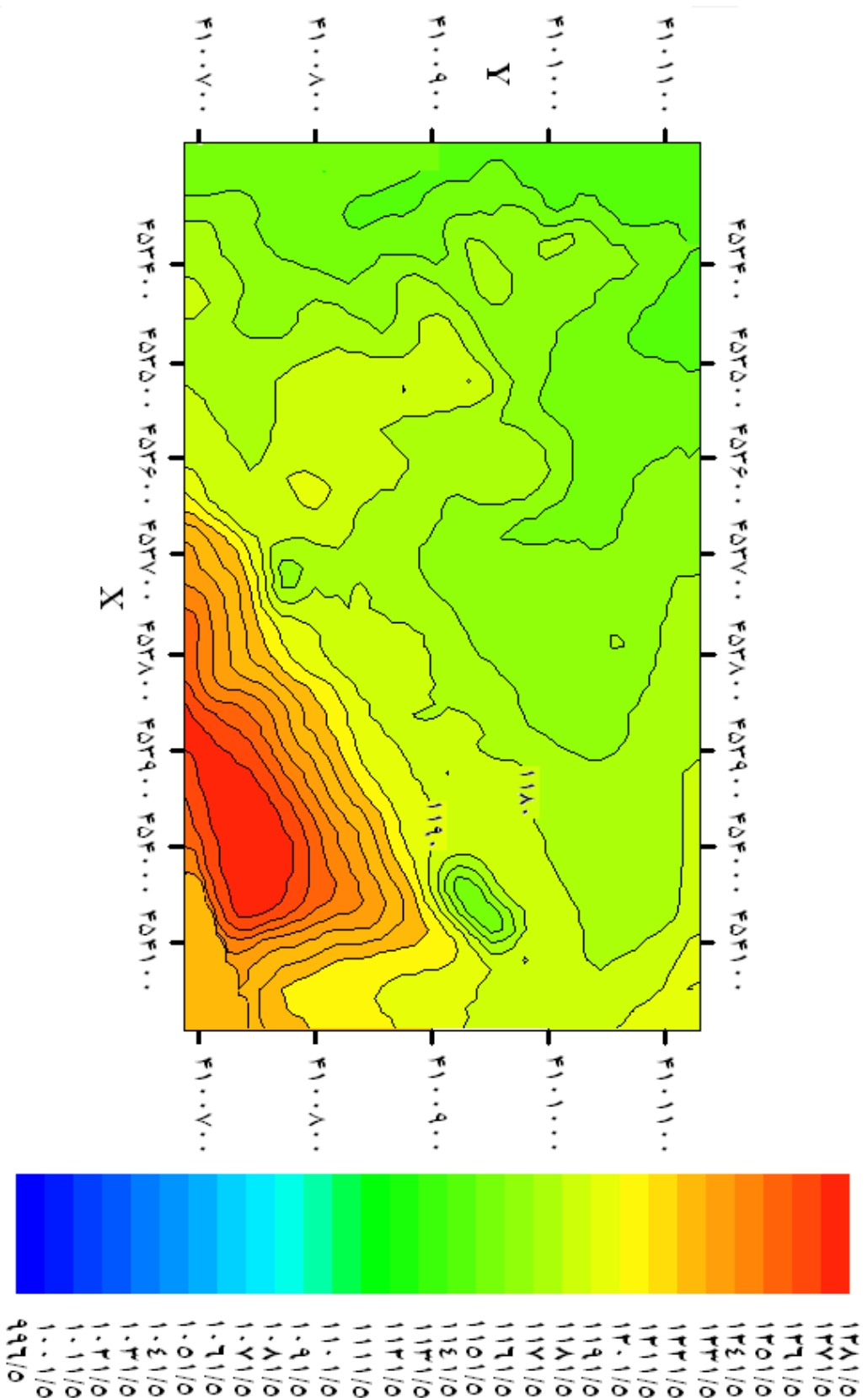
شکل ۷-۶. رابطه بین ارزش خالص فعلی تجمعی و هزینه استخراج تجمعی.



شکل ۷-۷. رابطه بین نسبت باطله‌برداری تجمعی و دوره‌ای



شکل ۷-۸ خطوط تراز اولیه معدن گلپین ۲ قبل از استخراج.

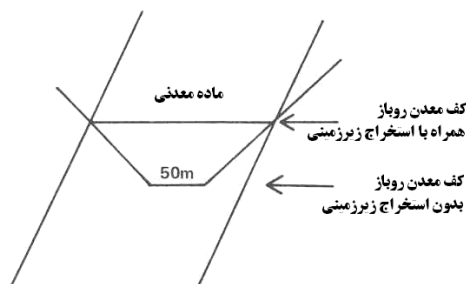


شکل ۷-۹. خطوط تراز مربوط به بیت نهایی به دست آمده از نرم افزار Maxipit برای گرید ۲ (تراز ۱۱۵۰)، در معدن گل پینی ۲.

همانطور که در شکل ۷-۹ دیده می‌شود، کف پیت تشکیل شده توسط نرم‌افزار Maxipit در قسمت‌های شرقی و غربی با یکدیگر تفاوت دارد. یعنی در قسمت شرقی کانسار، کف پیت ایجاد شده در تراز ۱۱۵۰ و در بخش‌های مرکزی و غربی در تراز ۱۱۷۰ قرار دارد. علت اصلی این امر، این است که نرم افزار، پیت نهایی را با هدف حداکثر کردن ارزش خالص فعلی تشکیل می‌دهد، در نتیجه با توجه به وجود اختلاف عیار در بخش‌های مختلف کانسار (پرعیار بودن بخش شرقی کانسار)، حدود و کف پیت بهینه تشکیل شده توسط نرم‌افزار در قسمت‌های پرعیارتر عمیق‌تر خواهد بود تا حداکثر سود به دست آید.

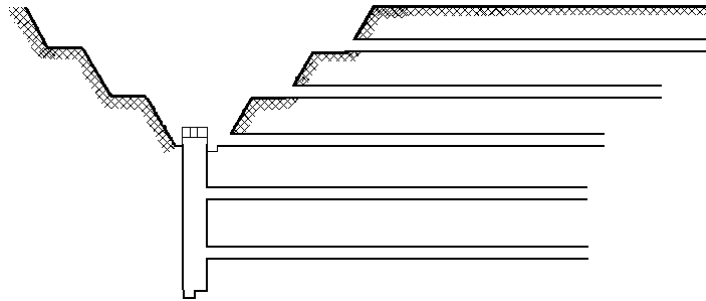
همانطور که پیش از این بررسی شد، امکان استخراج زیرزمینی در آینده به این معنا است که معدن روباز فرضی محدود به عمق خاصی شود. با توجه به این نکته، هنگام طراحی کف پیت، باید پیت طوری طراحی شود که برای استخراج زیرزمینی ترازهای پایین‌تر مناسب باشد.

اغلب اوقات استخراج ماده معدنی با حداقل عرض ۵۰ متری پله امکان‌پذیر است. بنابراین در مکان‌هایی که عرض ماده معدنی بیش از ۵۰ متر باشد، می‌توان عمق پیت را در توده معدنی تا جایی افزایش داد که این عرض حداقل به دست آید، بدون این که هیچ سنگ باطله اضافی برداشت شود. اما اگر استخراج طوری برنامه ریزی شده باشد که با روش‌های زیرزمینی ادامه پیدا کند، باید کف پیت را هموار باقی گذاشت (شکل ۷-۱۰).



شکل ۷-۱۰. کف پیت همراه و بدون استخراج زیرزمینی.

از آن جایی که در بخش‌های مختلف تراز کف پیت متفاوت است، و با توجه به وجود گسل‌های متعدد طولی و عرضی، باید در مورد امکان تقسیم کانسار به دو بخش واستخراج جداگانه روباز یا زیرزمینی در شرق و غرب آن بررسی‌های لازم انجام شود. همچنین می‌توان بخش شرقی را به روش روباز استخراج کرد و سپس با حفر تونل‌ها و اکلون در پیت به وجود آمده شرقی به قسمت غربی دسترسی پیدا کرد (شکل ۷-۱۱). البته باید مدنظر قرار داد که محاسبات نرم‌افزار Maxipit با فرض استخراج همزمان روباز و زیرزمینی انجام شده است، و از آن جایی که زمان نقش اساسی در محاسبه ارزش خالص فعلی دارد، هرگونه اختلاف زمان آغاز عملیات استخراج، باید به دقت بررسی شود.



شکل ۷-۱۱. نمایی از روش استخراج پیشنهادی

البته باید مدنظر قرار داد که با حفر اکلون در زیر پیت روباز میزان زیادی از ماده معدنی به صورت پایه محافظتی اطراف اکلون، استخراج نخواهد شد. بنابراین از آن جایی که منطقه معدنی بوکسیت جاجرم دارای کانسارهای متعددی است می‌توان یک کانسار را به صورت روباز استخراج کرد و از طریق آن و توسط تونل‌ها به سایر کانسارها دسترسی پیدا کرد.

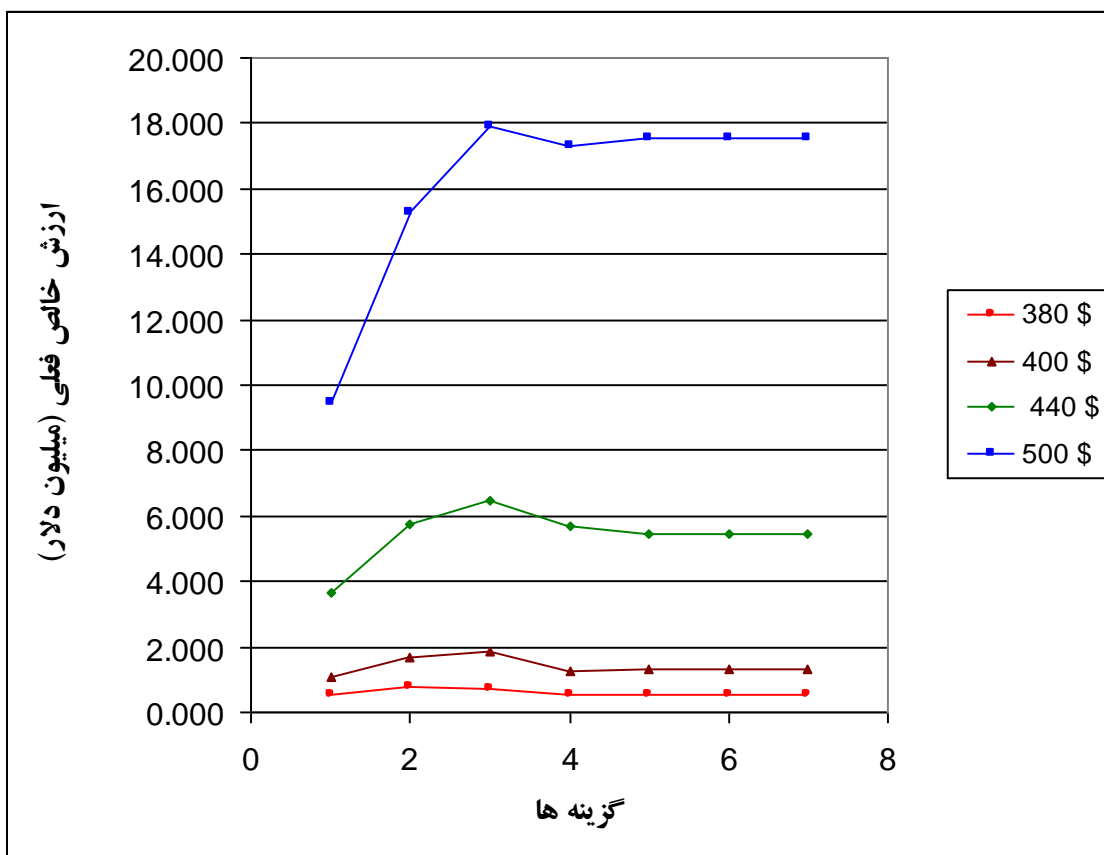
۳-۷. تأثیر تغییرات قیمت فروش و هزینه فرآوری کنسانتره بر عمق معدن روباز

۱-۳-۷. تأثیر قیمت فروش

به منظور بررسی تأثیر تغییرات قیمت فروش آلومینا بر حد روباز وزیرزمینی، با توجه به تغییرات قیمت فروش آلومینا در ایران و جهان، گزینه‌های مختلف با قیمت‌های ۴۰۰، ۴۴۰ و ۵۰۰ دلار مورد بررسی قرار گرفت. فقط قیمت فروش آلومینا تغییر کرده است و سایر متغیرها ثابت مانده است. نتایج این تغییر قیمت‌ها به طور کلی در جدول ۷-۷ فهرست شده است و شکل ۷-۱۲ روند تغییرات ارزش خالص فعلی گزینه‌های مختلف با تغییر قیمت کنسانتره را نشان می‌دهد. جزئیات مربوط به هر گزینه در جدول‌های ۱ تا ۶ پیوست دو ارائه شده است.

جدول ۷-۷. ارزش خاص فعلی گزینه‌های مختلف با توجه به تغییر قیمت‌ها.

ارزش خالص فعلی گزینه‌ها							
قیمت فروش	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
۳۸۰ دلار	۵۲۰،۳۵۳	۷۷۲،۱۲۶	۷۳۲،۸۷۰	۵۶۵،۴۱۴	۵۳۹،۷۷۲	۵۳۹،۷۷۲	۵۳۹،۷۷۲
۴۰۰ دلار	۱،۰۹۲،۸۶۳	۱،۷۰۵،۴۵۱	۱،۸۶۹،۷۶۷	۱،۲۶۲،۱۲۳	۱،۲۸۹،۵۶۷	۱،۲۸۹،۵۶۷	۱،۲۸۹،۵۶۷
۴۴۰ دلار	۳،۶۲۶،۰۰۹	۵،۷۴۴،۹۹۱	۶،۴۵۹،۷۲۰	۵،۶۸۷،۰۷۱	۵،۴۲۰،۷۴۷	۵،۴۲۰،۷۴۷	۵،۴۲۰،۷۴۷
۵۰۰ دلار	۹،۴۴۵،۵۲	۱۵،۲۷۹،۶۹	۱۷،۹۰۹،۸۲	۱۷،۳۱۲،۷۴	۱۷،۵۴۱،۴۲	۱۷،۵۴۱،۴۲	۱۷،۵۴۱،۴۲
	۱	۸	۶	۶	۳	۳	۳



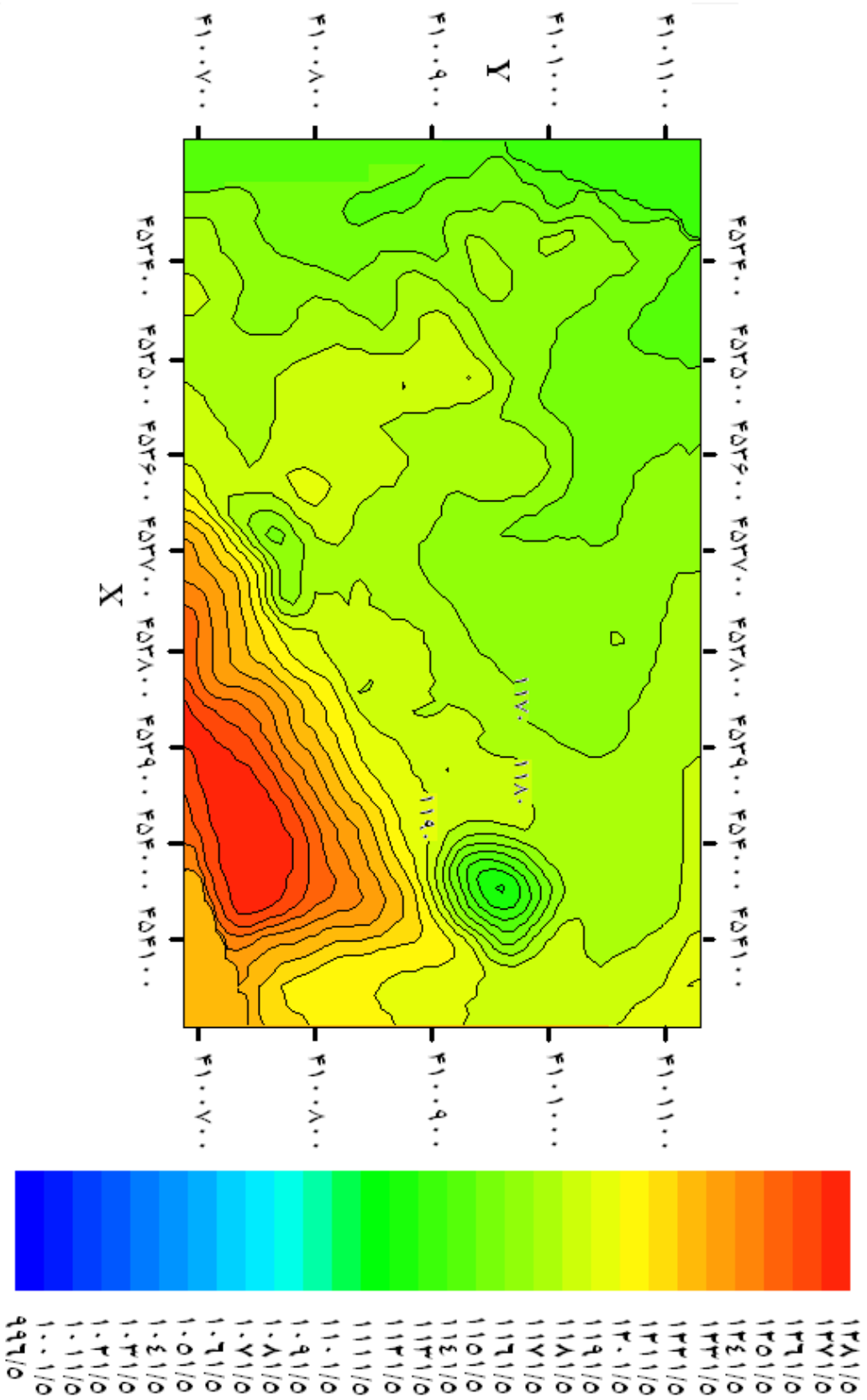
شکل ۷-۱۲. روند تغییرات ارزش خالص فعلی گزینه‌های مختلف با تغییر قیمت کنسانتره.

با قیمت ۴۰۰ دلار تا تراز ۱۱۲۰ متر (گزینه ۳) بیشترین ارزش خالص فعلی مجموع روباز و زیرزمینی را دارد که پیت نهایی آن در شکل ۷-۱۳ نشان داده شده است. البته در غرب کانسار، پیت تا تراز ۱۱۶۰ متر استخراج خواهد شد. اما بدون گزینه زیرزمینی در شرق کانسار تا تراز ۱۱۵۰ و در غرب تا تراز ۱۱۷۰ بیشترین ارزش خالص فعلی روباز را دارا است.

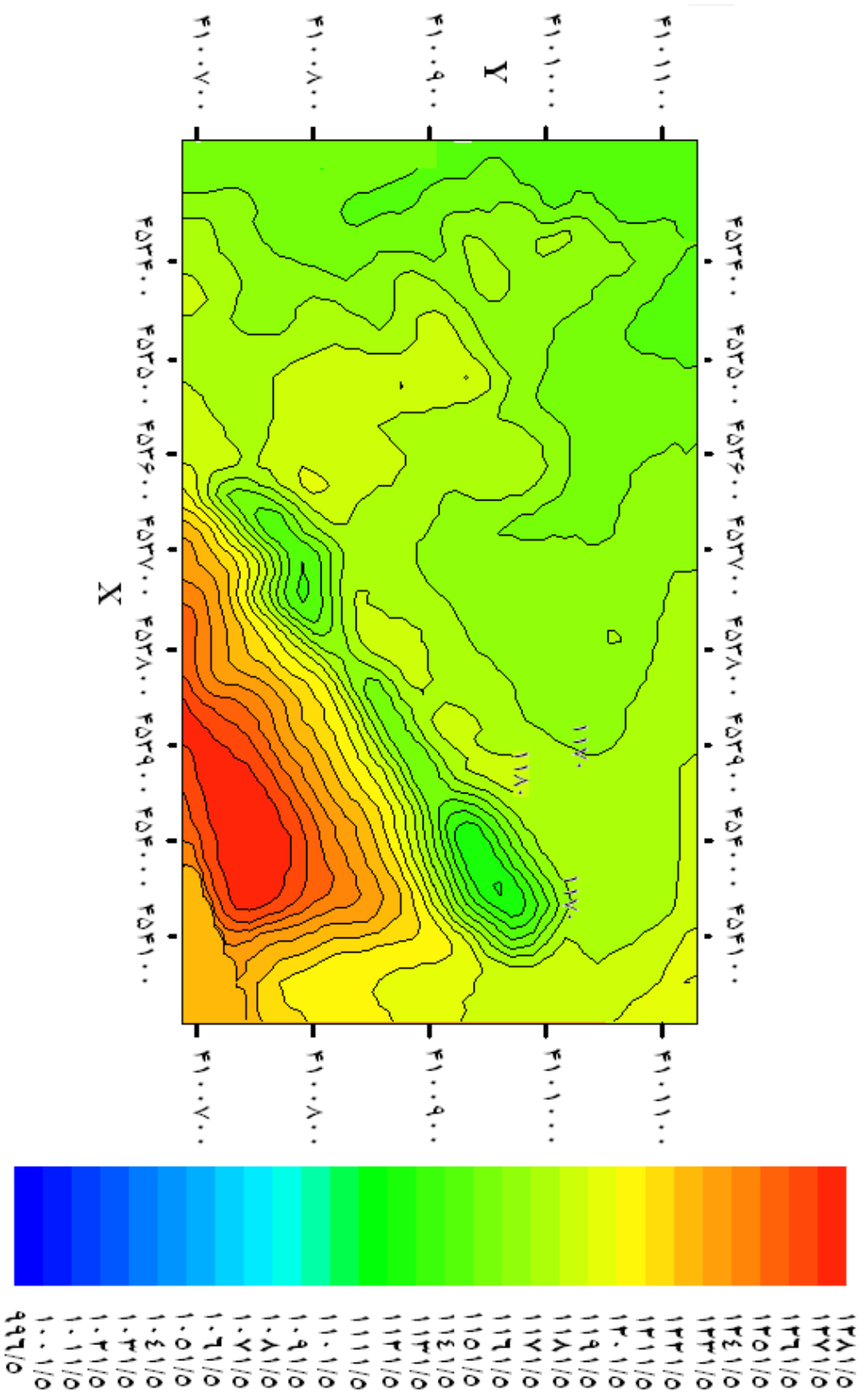
با قیمت ۴۴۰ دلار تا تراز ۱۱۲۰ متر (گزینه ۳) بیشترین ارزش خالص فعلی مجموع روباز و زیرزمینی را دارد که پیت نهایی آن در شکل ۷-۱۴ نشان داده شده است. البته در غرب کانسار، عمق پیت تا تراز ۱۱۴۰ متر می‌باشد.

با قیمت ۵۰۰ دلار تا تراز ۱۱۲۰ متر (گزینه ۳) بیشترین ارزش خالص فعلی مجموع روباز و زیرزمینی را دارد که پیت نهایی آن در شکل ۷-۱۵ نشان داده شده است. در غرب کانسار، عمق پیت تا تراز ۱۱۳۰ متر می‌باشد.

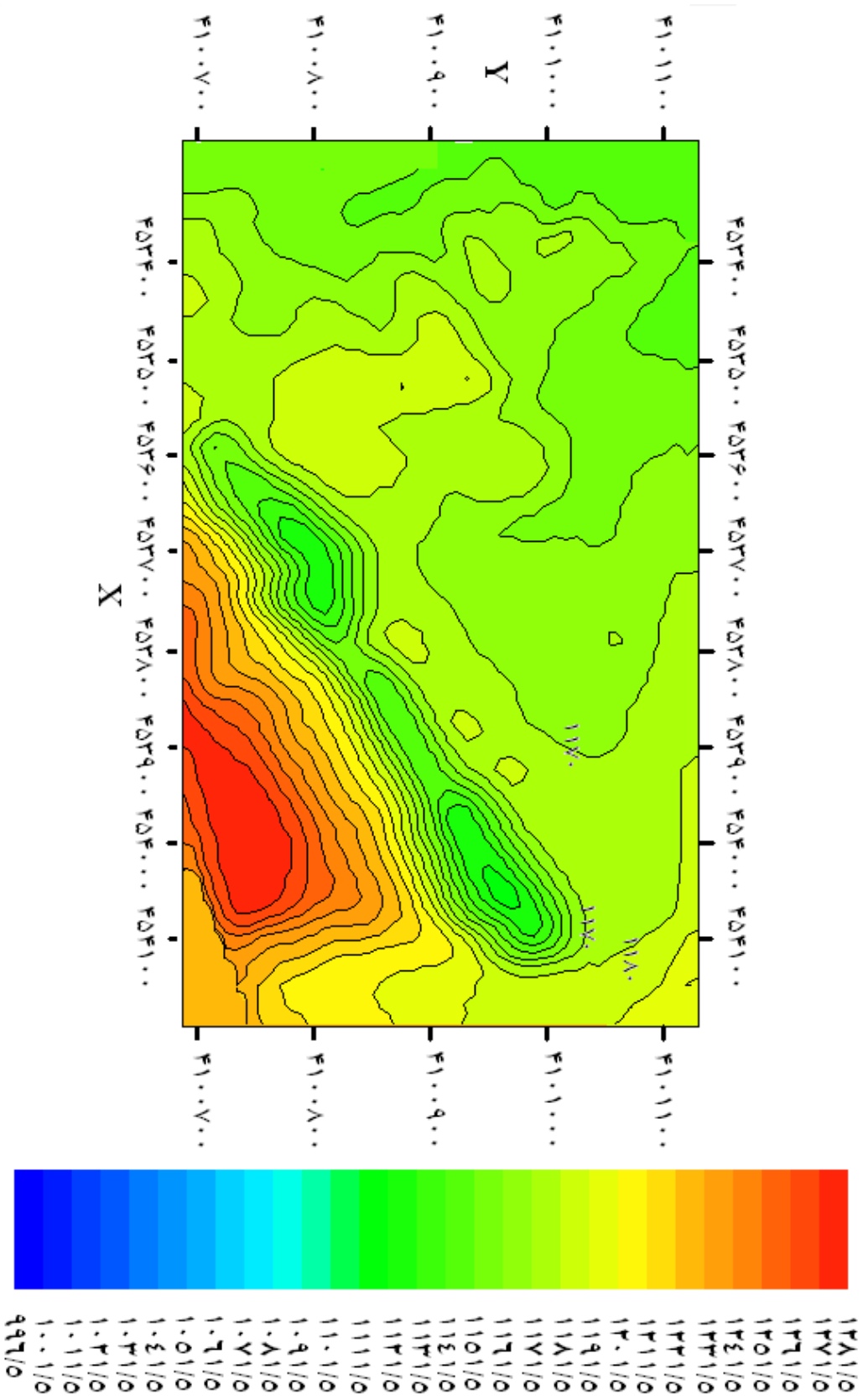
با تغییر قیمت انجام شده تغییر زیادی در مقدار حد روباز - زیرزمینی حاصل نخواهد شد علت این امر، زیاد بودن هزینه‌های استخراج و فرآوری است.



شکل ۷-۱۳. خطوط تراز مربوط به پیت نهایی به دست آمده از نرم افزار Maxipit برای گرینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۴۰۰ دلار.



شکل ۷-۱۴. خطوط تراز مربوط به بیت نهایی به دست آمده از نرم افزار Maxipit برای گزینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۴۴۰ دلار.



شکل ۷-۱۵. خطوط تراز مربوط به بیت نهایی به دست آمده از نرم افزار Maxipit برای گزینه ۳ (تراز ۱۱۲۰)، با قیمت فروش ۵۰۰ دلار.

۷-۳-۲. تأثیر هزینه‌ها

از آن جا که هزینه فرآوری ماده معدنی در مقایسه با سایر هزینه‌ها رقم بسیار زیادی است، تنها تأثیر این هزینه به عنوان نماینده سایر هزینه‌ها بررسی شده است. با ثابت بودن سایر متغیرها در نرم افزار Maxipit، افزایش هزینه فرآوری از ۱۰۰ دلار به ۱۱۰ دلار برای قیمت‌های ۳۸۰، ۴۰۰، ۴۴۰ و ۵۰۰ دلار در نظر گرفته شده است که ارزش خالص فعلی مجموع روباز و زیرزمینی گزینه‌های مختلف در جدول ۷-۸ ارائه شده است. جزئیات مربوط به هر گزینه در جدول‌های ۱ تا ۸ پیوست سه ارائه شده است.

جدول ۷-۸ ارزش خالص فعلی گزینه‌های مختلف با توجه به تغییر قیمت‌ها با هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار.

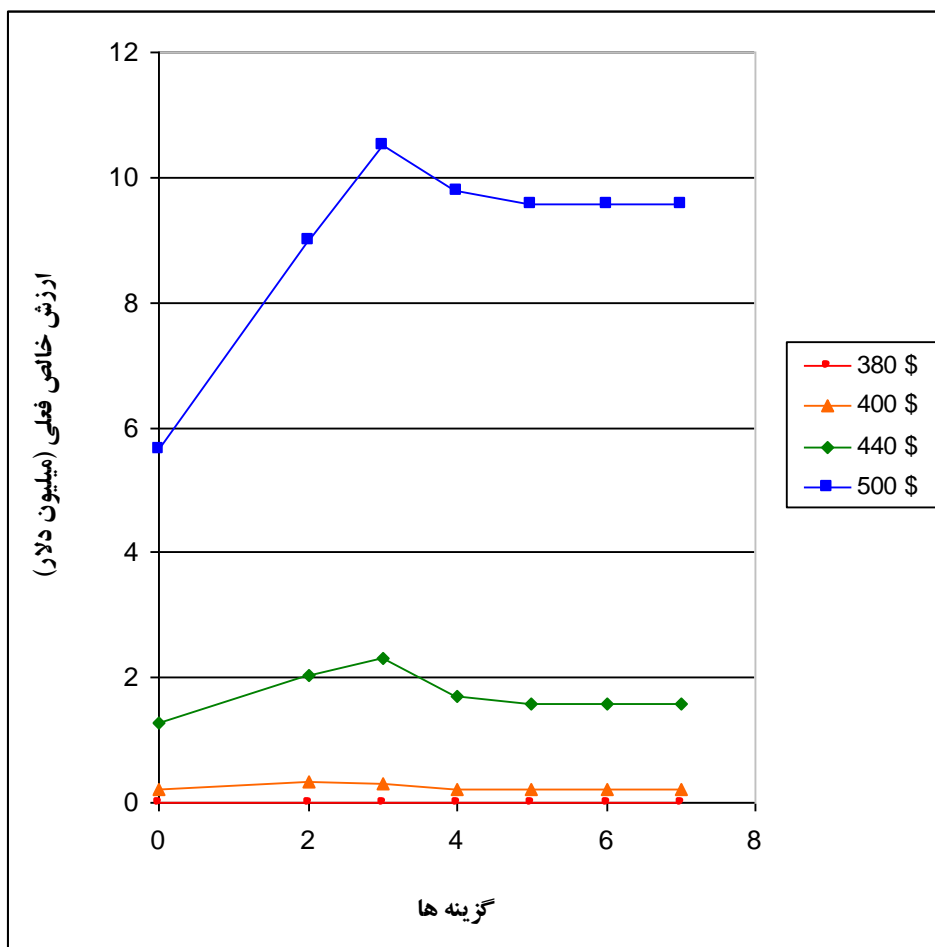
ارزش خالص فعلی گزینه‌ها							
۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱	قیمت فروش
۴۹۲	۴۹۲	۴۹۲	۴۹۲	۹,۵۹۵	۹,۵۹۵	۱۰,۴۳۴	۳۸۰ دلار
۲۱۵,۰۹۱	۲۱۵,۰۹۱	۲۱۵,۰۹۱	۲۲۳,۲۰۱	۳۱۲,۳۹۷	۳۳۶,۹۱۹	۲۲۲,۶۹۰	۴۰۰ دلار
۱,۵۹۲,۴۷۸	۱,۵۹۲,۴۷۸	۱,۵۹۲,۴۷۸	۱,۶۹۰,۶۳۰	۲,۳۱۴,۴۴۱	۲,۰۳۱,۵۲۱	۱,۲۷۹,۷۹۰	۴۴۰ دلار
۹,۵۶۴,۷۲۰	۹,۵۶۴,۷۲۰	۹,۵۶۴,۷۲۰	۹,۷۸۰,۰۴۴	۱۰,۴۹۸,۷۶۱	۹,۰۰۱,۹۷۳	۵,۶۵۹,۲۶۵	۵۰۰ دلار

همانطور که در جدول ۷-۸ مشاهده می‌شود، افزایش ۱۰ دلاری هزینه فرآوری عمق معدن روباز را در قیمت‌های کم تا حد زیادی کاهش داده است. و این نشان دهنده حساسیت طرح نسبت به هزینه‌ها است. شکل ۷-۱۶ روند تغییرات ارزش خالص فعلی گزینه‌های مختلف با هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار و تغییر قیمت کنسانتره را نشان می‌دهد. برای قیمت‌های زیاد گزینه ۳ یعنی تراز ۱۱۲۰ همچنان حد بهینه روباز زیرزمینی باقی می‌ماند. در اعماق بیشتر با توجه به افزایش نسبت باطله‌برداری و هزینه‌های مربوط به آن استخراج روباز اقتصادی نمی‌باشد.

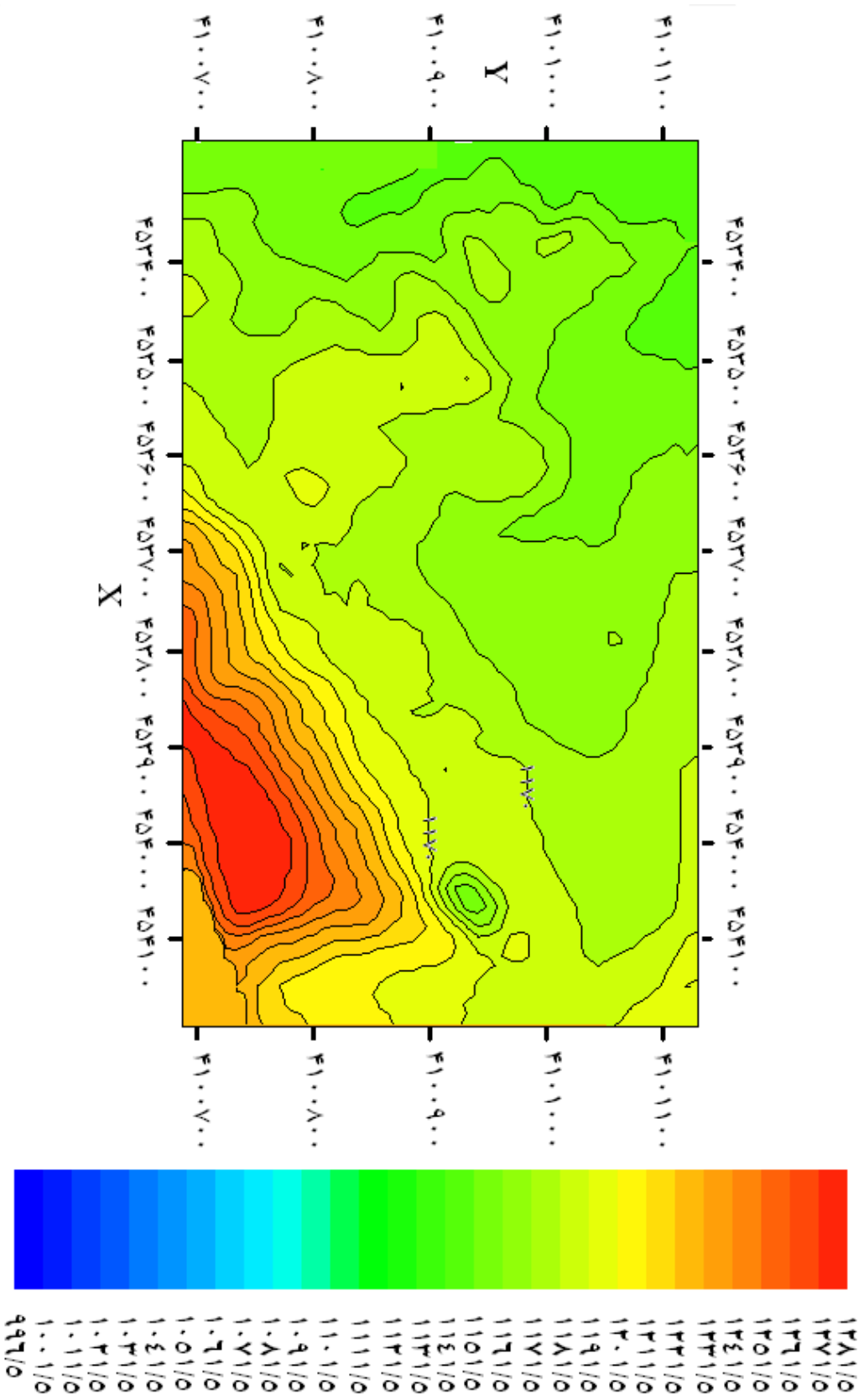
با قیمت ۳۸۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار، استخراج کانسار به روش روباز به هیچ عنوان اقتصادی و معقولانه نمی‌باشد.

باتوجه به عدم یکنواختی عیار در بخش‌های شرقی و غربی کانسار گل‌بینی دو و در نتیجه بوجود آمدن اختلاف تراز کف معدن در این دو بخش و همچنین، در صورت افزایش قیمت آلومینا در آینده و امکان استخراج بیشتر ماده معدنی به روش روباز، بهتر است در حال حاضر از استخراج ماده معدنی در این کانسار تا زمان افزایش قیمت آلومینا صرف نظر شود.

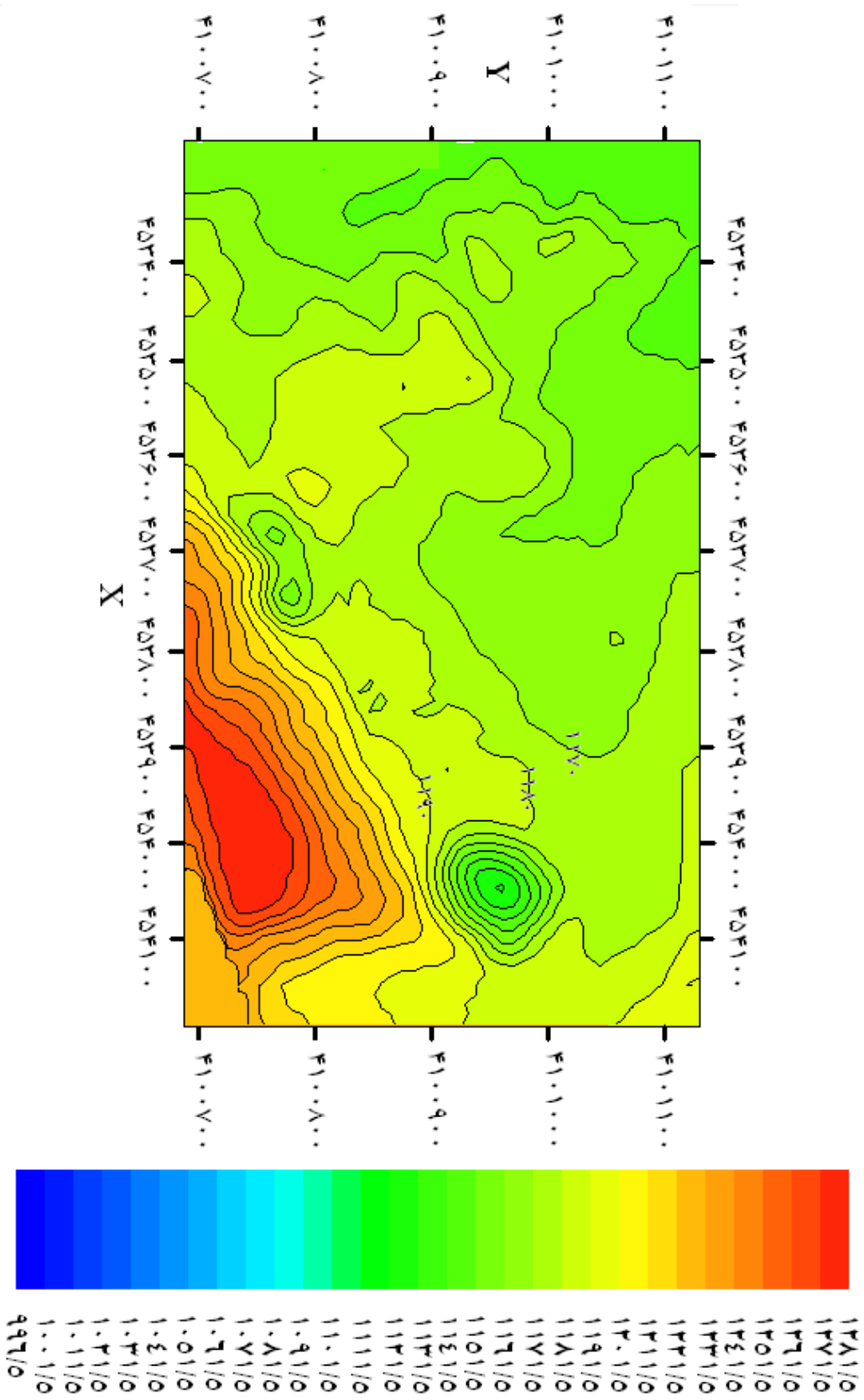
البته با توجه به حساسیت استخراج کانسار نسبت به هزینه‌ها باید به دقت هزینه‌های استخراج و فرآوری را در نظر داشت، چون با تغییر بسیار کم هزینه‌ها عمق معدن به اندازه قابل توجهی تغییر خواهد کرد. در شکل‌های ۷-۱۷ تا ۷-۱۹ پیت بهینه نهایی مربوط به قیمت‌های مختلف در هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار نشان داده شده است.



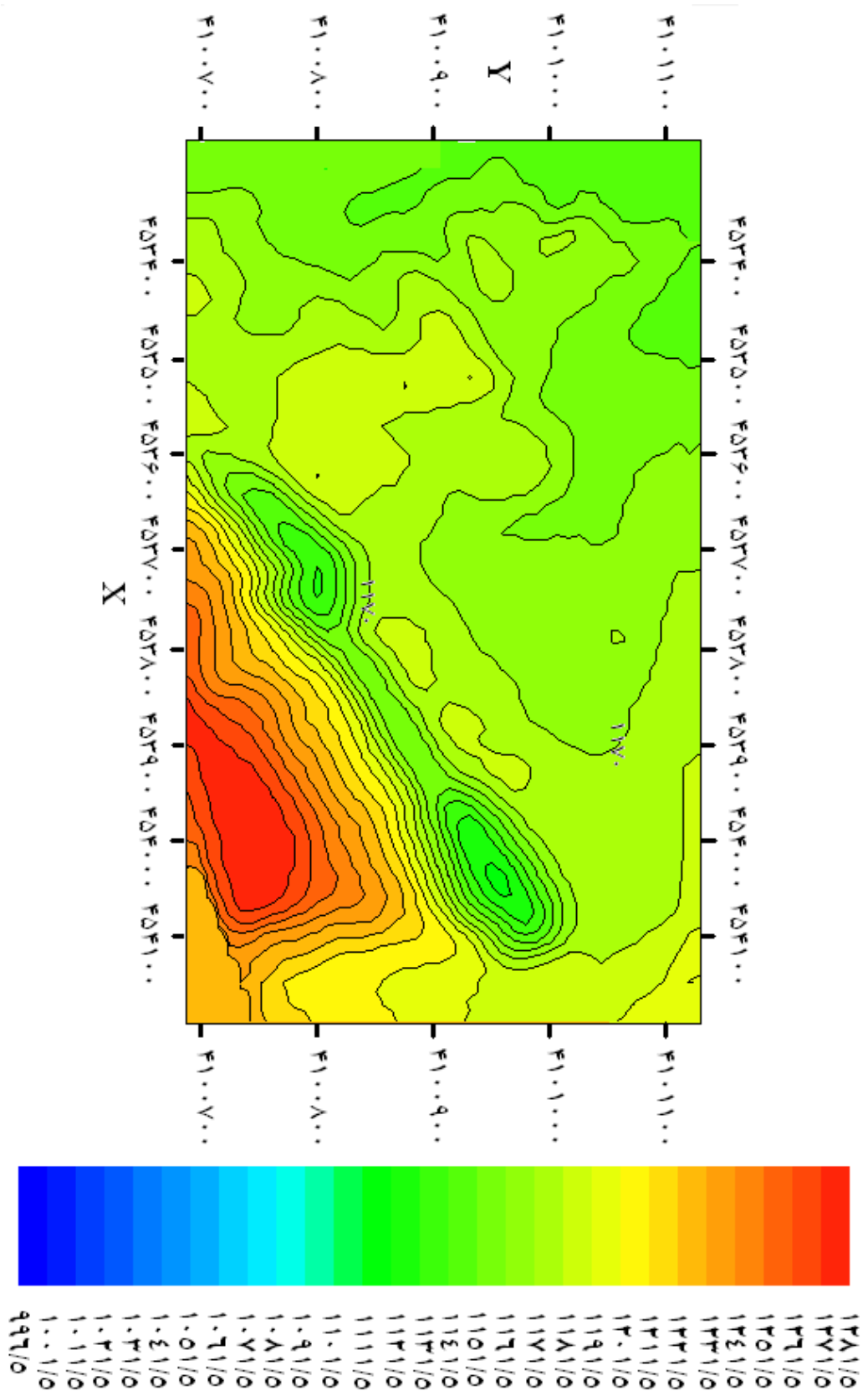
شکل ۷-۱۶. روند تغییرات ارزش خالص فعلی گزینه‌های مختلف با تغییر قیمت کنسانتره با هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار.



شکل ۷-۱۷. خطوط تراز مربوط به بیت نهایی به دست آمده از نرم افزار Maxipit برای گرید ۲ (تراز ۱۱۴۰)، با قیمت فروش ۴۰۰ دلار و هزینه فراوری ۱۱۰ دلار.



شکل ۷-۱۸. خطوط تراز مربوط به بیت نهایی به دست آمده از نرم افزار Maxipit برای گزینۀ ۳ (تراز ۱۲۰)، با قیمت فروش ۴۴۰ دلار و هزینه فراوری ۱۱۰ دلار.



شکل ۷-۱۹. خطوط تراز مربوط به بیت نهایی به دست آمده از نرم افزار Maxipit برای گزینۀ ۳ (تراز ۱۲۰)، با قیمت فروش ۵۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار.

فصل هشتم

نتیجه‌گیری و پیشنهاد

فصل هشتم: نتیجه‌گیری و پیشنهادها

۸-۱. نتیجه‌گیری

بهینه‌سازی محدوده پیت باید با هدف‌های بیشینه کردن عمر معدن، بیشینه کردن استخراج مقدار ماده معدنی موجود در پیت و بیشینه کردن ارزش اقتصادی پیت انجام شود. از میان اهداف فوق بیشینه کردن ارزش اقتصادی یا به طور دقیق‌تر ارزش خالص فعلی پیت مهمترین هدف در طراحی معادن روباز می‌باشد. معدن‌کاری وقتی قابل توجیه است که اقتصادی و ایمن باشد و اثرات آن بر محیط زیست حداقل باشد. بنابراین مبنای هر طرح معدنی باید بر اساس ماکزیمم سوددهی در طول عمر معدن استوار باشد. این نتیجه زمانی حاصل خواهد شد که معدن با بهترین روش استخراج شود، سطح تولید در طول عمر معدن در حد بهینه باشد و تا حد ممکن، ماده معدنی بیشتری از معدن استخراج شود.

در بخش‌های سطحی‌تر معادن هزینه استخراج ماده معدنی به روش روباز کلاً از روش‌های زیرزمینی کمتر است و بعلاوه دست‌یابی به ایمنی و تلافات کمتر ماده معدنی و اهداف خاص دیگر همانند استخراج انتخابی، استخراج روباز سهل‌تر از استخراج به روش زیرزمینی است. در استخراج ماده معدنی به

روش روباز می‌بایست به منظور دسترسی به ماده معدنی و بهره‌برداری از آن ترانشه یا رمپ دسترسی و فضاهای مورد نظر که برای استقرار و عمل ماشین‌آلات بهره‌برداری مورد نیازند، احداث شوند و در این راه می‌بایستی میزان معینی باطله‌برداری صورت بگیرد. با افزایش عمق پیت، نسبت باطله‌برداری به استخراج ماده معدنی افزایش پیدا می‌کند و هزینه تولید نیز افزایش می‌یابد و همزمان هزینه باطله‌برداری درصد بیشتری از هزینه تمام شده تولید ماده معدنی را به خود اختصاص خواهد داد.

اگرچه با افزایش عمق هزینه تولید ماده معدنی هم افزایش می‌یابد، ولی این افزایش از نرخ رشد کمتری در مقایسه با افزایش هزینه تمام شده استخراج به روش روباز نسبت به عمق برخوردار است. به طوریکه با افزایش عمق به تدریج هزینه تمام شده تولید ماده معدنی به روش‌های روباز و زیرزمینی به یکدیگر نزدیک و نزدیک‌تر می‌شوند و در عمق معینی برابر خواهند شد و از آن به بعد هزینه تولید ماده معدنی به روش روباز بیش از هزینه تولید آن به روش زیرزمینی خواهد بود. بالای این عمق استخراج روباز و زیر این عمق استخراج زیرزمینی سودآورتر است. این عمق عمق حدی یا حد روباز زیرزمینی نامیده می‌شود. البته این تعریف فاکتور زمان را در نظر نمی‌گیرد و با در نظر گرفتن زمان تحقق درآمدها و هزینه‌ها که اساس راهکار نیلسون در تعیین عمق روباز زیرزمینی است، این عمق حدی تغییر خواهد کرد.

مدل‌های زیادی برای تعیین محدوده نهایی و عمق بهینه معادن روباز ارائه شده‌اند و به دلیل تمایل بیشتر به استخراج روباز، این مدل‌ها به مقدار قابل توجهی برای استخراج روباز توسعه یافته‌اند ولی برای کانسارهای دارای گسترش عمقی که دارای حد روباز - زیرزمینی می‌باشند، این توسعه صورت نگرفته و راه‌کارهای معدودی ارائه شده است. از جمله مهمترین آنها می‌توان به راه‌کار نیلسون اشاره کرد که در سال ۱۹۸۲ ارائه و در سال ۱۹۹۲ تکمیل شد.

حد روباز - زیرزمینی طبق پیشنهاد نیلسون که اساس محاسبه‌ها می‌باشد، بر مبنای بیشینه‌سازی مجموع ارزش خالص فعلی گزینه‌های انتخاب شده روباز و زیرزمینی استوار است. طبق پیشنهاد وی

گزینه‌های مختلفی برای استخراج یک کانسار به صورت، ترکیبی از روش‌های استخراج روباز و زیرزمینی در نظر گرفته می‌شود، سپس ارزش خالص فعلی آنها محاسبه می‌شود. گزینه‌ای که بیشترین ارزش خالص فعلی را داشته باشد به عنوان مناسب‌ترین گزینه انتخاب می‌شود.

برای طراحی گزینه‌های مختلف از نرم‌افزار Datamine استفاده شد. به این ترتیب که ابتدا مدل زمین‌شناسی کلی معدن گل‌بینی دو بوکسیت جاجرم تشکیل شد که حاوی بوکسیت کائولنی، شیلی و سخت است. توسط این مدل بلوکی زمین‌شناسی ذخیره معدن ۴۳۱۷۹۸۴/۳۷۵ تن (بوکسیت شیلی، کائولنی و سخت) با عیار متوسط ۴۱/۴۷ درصد Al_2O_3 بدست آمد.

با توجه به این که خوراک کارخانه فرآوری بیشتر بوکسیت سخت می‌باشد، بنابراین یک مدل دوم که فقط حاوی بوکسیت سخت است تشکیل شد. در این مدل میزان بوکسیت سخت در کانسار گل‌بینی دو، برابر ۲۶۷۰۸۴۳/۷۵ تن با عیار میانگین ۳۵/۸۴ درصد Al_2O_3 برآورد شده است.

برای تشکیل مدل زمین‌شناسی مناسب، به عنوان مدل ورودی نرم‌افزار Maxipit طوریکه بتوان مجموع ارزش خالص فعلی روباز و زیرزمینی را برای ترازهای مختلف کف پیت محاسبه کرد، هفت مدل جدید زمین‌شناسی تشکیل شد. هر کدام از این هفت مدل (گزینه) جدید دارای سه مدل بلوکی زمین‌شناسی می‌باشند و این مدل‌ها حاوی مدل باطله، مدل ماده معدنی که باید به صورت روباز و مدلی که باید به روش زیرزمینی استخراج شوند، می‌باشند. سقف مدل زیرزمینی از کف مدل روباز ۱۰ متر اختلاف تراز دارد که این ۱۰ متر به عنوان لنگه محافظتی در زیر کف پیت روباز در نظر گرفته شده است. کف پیت روباز در این هفت گزینه به ترتیب در ترازهای ۱۱۶۰، ۱۱۴۰، ۱۱۲۰، ۱۱۰۰، ۱۰۸۰، ۱۰۶۰ و ۱۰۴۰ قرار دارند و مدل زیرزمینی با ۱۰ متر اختلاف تراز نسبت به کف روباز تقریباً تا تراز ۱۰۰۰ متری ادامه یافته است.

همانطور که پیش از این گفته شد برای تعیین مجموع ارزش خالص فعلی استخراج روباز و زیرزمینی هر گزینه از Maxipit استفاده شد. ورودی‌های اصلی این نرم افزار، مدل بلوکی که مشخصات زمین‌شناسی و ژئوشیمیایی کانسار را تعریف می‌کند و اطلاعات مربوط به قیمت، هزینه‌ها، بازیابی‌ها، شیب‌های پایدار، زمان و میزان استخراج است.

اطلاعات مربوط به هزینه با توجه به تجربه پیشین معادن جاجرم بدست آمده است. به این ترتیب هزینه استخراج باطله ۲/۵۳ دلار بر تن، هزینه استخراج ماده معدنی به روش روباز ۲/۴۱ دلار بر تن و هزینه استخراج ماده معدنی به روش زیرزمینی ۱۸/۳۳ دلار بر تن بوکسیت بدست آمد.

نرم‌افزار Maxipit، بهینه‌سازی پیت نهایی را براساس روش استاندارد صنعتی لرچ و گروسمن انجام می‌دهد و طرز عمل ویژه‌ای برای چندین نوع ماده معدنی، چندین روش فرآوری و عیارها یا محصولات مختلف در آن وجود دارد. می‌توان با اختصاص نرخ تنزیل و نرخ تولید معدن، سکانس استخراجی بلوک را طوری تعیین کرد که ارزش خالص فعلی بهینه پیت و یا محصول امتزاج یافته بهینه‌ای در طی عمر معدن به دست آید.

پس از وارد کردن مدل بلوکی به نرم افزار، باید مدل اقتصادی در Maxipit ایجاد شود. مدل اقتصادی آن یک مدل بلوکی است که برای بهینه‌سازی مناسب است. هزینه استخراج در واحد جرم یا واحد حجم، ترفیق استخراج، بازیابی استخراج، فاکتور تنظیم هزینه‌های استخراج (CAF)، هزینه‌های نوسازی، هزینه فرآوری (اگر برای حداقل یک نوع سنگ، گزینه زیرزمینی مد نظر باشد حتماً باید برای آن روش فرآوری زیرزمینی را انتخاب کنیم) و هزینه‌های استخراج با توجه به پله استخراجی و فاصله باید وارد شود. Maxipit می‌تواند ارزش بلوک‌ها را بر اساس معیار ماکزیمم سازی درآمد، یا عیار حد تعریف شده توسط کاربر، و در صورت وجود چندین نوع محصول با چندین عیارحد، محاسبه کند.

هنگامی که برای حداقل یک نوع سنگ روش استخراج زیرزمینی تعریف شود، ارزش بلوک در استخراج زیرزمینی نیز محاسبه می‌شود. این ارزش‌ها مشابه روش روباز بدست می‌آیند، ولی هزینه استخراج، فاکتورهای تعدیل هزینه‌ها و هزینه‌های نوسازی در نظر گرفته نمی‌شوند.

پس از اجرای نرم‌افزار گزینه شماره چهار یعنی پیت روباز با تراز کف پیت ۱۱۴۰ متر بیشترین ارزش خالص فعلی را ایجاد کرد یعنی ۷۷۲،۱۲۶ دلار، بنابراین تراز ۱۱۴۰ متر حد استخراج روباز- زیرزمینی است.

سپس بر روی قیمت ماده معدنی و هزینه‌ها تحلیل حساسیت انجام شد و مشخص شد که طرح نسبت به تغییر هزینه‌ها حساسیت بسیار زیادی دارد.

با توجه به آنالیز حساسیت انجام شده تراز ۱۱۲۰ متر به عنوان آخرین حد بهینه استخراج روباز زیرزمینی شناخته شد. در صورت کمتر شدن هزینه استخراج امکان عمیق‌تر شدن پیت روباز وجود دارد.

۲-۸. پیشنهادها

- فرایند طراحی معدن وابستگی بسیار زیادی به متغیرهای اقتصادی کانسار دارد و مشخصات توده سنگ تنها بر پارامترهای فیزیکی سیستم استخراج تأثیرگذار هستند. اساساً، مشکلاتی که در فرایند طراحی به وجود می‌آیند ناشی از سختی موجود در کسب اطلاعات باکیفیت و کافی قابل اطمینان است. بدست آوردن اطلاعات باکیفیت و کافی نیاز به شیوه‌های پرهزینه و زمان‌بر دارد، بنابراین مهندس‌های طراحی معدن مجبور هستند به دلیل کمبود اطلاعات مناسب، روش‌های جایگزین را به کار گیرند یا با داده‌های محدودتری کار خود را ادامه دهند. در نتیجه با ادامه این

روند نتایج غیر واقعی بدست می آید که ممکن است بر روند کاری معدن و عمر مفید آن تأثیر گذار باشد و چه بسا منجر به ورشکستگی معدن شود.

- در زمان انجام این رساله همواره با مشکل کمبود اطلاعات اقتصادی دقیق و یا عدم دسترسی به این اطلاعات مواجه بودیم بخصوص اطلاعات مربوط به هزینه کارخانه فرآوری، بنابراین توصیه می شود که برای انجام تحقیقات بعدی در این موضوع یا موارد مشابه بررسی های کافی در مورد هزینه ها انجام شود.

- از آنجایی که کشور ایران در حال حاضر دارای اقتصاد ناپایداری است و هزینه ها و قیمت ها به طور مداوم در هر حال تغییر می باشند، بنابراین پیشنهاد می شود که در مجموعه معادن بوکسیت جاجرم اقدام به استخراج بوکسیت در قسمت هایی از معدن شود که از بازگشت سرمایه آن اطمینان کافی حاصل شده باشد. یعنی کانی دارای عیار بالایی باشد و بتواند هزینه ها را پوشش بدهد.

- تعیین حد روباز- زیرزمینی به کمک نرم افزار Maxipit برای اولین بار انجام گرفته است و ممکن است با خطاهایی همراه باشد، بنابراین توصیه می شود به کمک نرم افزارهای مشابهی مانند Whittle Four-D از صحت محاسبات انجام گرفته اطمینان حاصل شود.

- باید توجه نمود که هنگام تبدیل استخراج روباز به زیرزمینی کف معدن روباز حتماً باید هموار و یکنواخت باشد و باطله های آتش کاری شده از سطح معدن برداشت شود. در غیر این صورت هنگام حفر دوپل های تهویه و پرکننده معدن زیرزمینی دچار مشکل خواهیم شد.

- با توجه به اتلاف ماده معدنی در نقاط نزدیک به گسل ها و اتلاف به دلیل قرار دادن لنگه های محافظتی، افت استخراج ممکن است تأثیر بسزایی بر نتایج کار داشته باشد. اما نرم افزار Maxipit در قسمت زیرزمینی افت استخراج معدن زیرزمینی را محاسبه نمی کند که شاید تا حدی بر مقدار

ارزش خالص فعلی نهایی تأثیر گذار باشد، اما چون در این رساله کار مقایسه‌ای انجام شده است و این مقدار برای همه سناریوها منظور نشده است بنابراین در انتخاب حد بهینه روباز - زیرزمینی تأثیر گذار نیست.

- با توجه به این که دشت جاجرم دارای مشکل کمبود آب است، بنابراین خطری از جانب آب‌های زیرزمینی معدن را تهدید نمی‌کند، اما با توجه به شرایط بد آب و هوایی و امکان نفوذ نزولات جوی، توصیه می‌شود که راهی برای خروج آب از کف معدن تعبیه شود.
- هر کدام از معدن‌های مجموعه بوکسیت جاجرم دارای گسل‌های متعدد طولی و عرضی می‌باشند که به دلیل خطر ریزش اطراف این نقاط در زمان استخراج به روش زیرزمینی مقدار زیادی از ماده معدنی در این نقاط در روش زیرزمینی اتلاف می‌شود که باید به طور دقیق این نقاط مشخص شوند تا مرز معدن و کارگاه‌های استخراجی مشخص شوند.
- اغلب شرکت‌های بزرگ معدنی، که در حال حاضر در معادن بزرگ و پربازده مشغول کار هستند، نگاهی رو به آینده دارند که در آن زمان این پیت‌ها به انتهای کار خود می‌رسند. برای اینکه استخراج زیرزمینی مانند استخراج روباز پربازده باشد باید هزینه‌ها را ثابت نگه دارند و از این دیدگاه تنها روش‌های تخریبی می‌توانند با استخراج روباز رقابت کنند. اما باید در نظر داشت که روش‌های تخریبی در زمین‌های با شرایط زمین‌شناسی مناسب کاربرد دارند. این رساله براساس روش زیرزمینی کردن و پرکردن انجام شده است و باید توجه داشت که هرگونه تغییر در روش استخراج بر حد روباز - زیرزمینی تأثیر خواهد داشت، چون هر روش هزینه‌های مربوط به خود را دارد. لذا پیشنهاد می‌شود انتخاب روش استخراج مناسب با دقت مورد توجه قرار گیرد.
- با توجه به قیمت ۳۸۰ دلار و ماکزیمم تولید ۴۳۲۰۰۰ تن در سال تعداد روزهای کاری برای گزینه دوم ۱۱۰ روز می‌باشد. از آنجایی که استخراج معدن نیاز به سرمایه‌گذاری اولیه بسیار

زیادی در ابتدای کار معدن دارد، بنابراین با توجه به تعداد روزهای کاری تخمین زده شده توسط نرم‌افزار، استخراج روباز برای این گزینه در این شرایط اقتصادی مورد تردید است و به احتمال زیادی مقرون به صرفه نخواهد بود. بنابراین با توجه به تحلیل حساسیت انجام شده با قیمت ۵۰۰ دلار استخراج این معدن با عمر بیش از ۲ سال می‌تواند اقتصادی باشد و بهتر است در حال حاضر از استخراج این معدن صرف نظر شود.

- می‌دانیم که خوراک ورودی کارخانه باید دارای مدول حدی اکسید آلومینیم به سیلیس ۴۰ به ۱۵ درصد باشد و با توجه به اینکه ۱۲ معدن در کانسار جاجرم وجود دارد، می‌توان ماده معدنی گل‌بینی دو را با ماده معدنی استخراج شده سایر معادن مخلوط (امتزاج) کرد، به طوریکه عیار مناسب ورودی کارخانه را تشکیل دهند. بنابر این باید یک بررسی تحقیق در عملیاتی انجام شود تا یک برنامه ریزی برای امتزاج مواد معدنی استخراج شده معادن مختلف ارائه شود. به این وسیله کل سود حاصل از استخراج مجموعه معادن پیشینه خواهد شد.

منابع

- [۱]. اصانلو، مرتضی؛ "روش‌های استخراج معادن سطحی"، ۱۳۸۴، جلد اول، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر.
- [۲]. اورعی، کاظم؛ اسدی، احمد؛ "اقتصاد مهندسی"، دانشگاه مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه صنعتی امیر کبیر، چاپ دوم، ۱۳۸۲.
- [۳]. ایتوک ایران (شرکت)، آذر ۱۳۸۱، مطالعات فنی و اقتصادی معادن بوکسیت جاجرم، جلد ششم، مطالعات مکانیک سنگ و پایداری دیواره‌های سنگی، اسناد آلومینای ایران (سهامی خاص).
- [۴]. ایتوک ایران (شرکت)، اسفند ۱۳۸۱، مطالعات فنی و اقتصادی معادن بوکسیت جاجرم، جلد هفتم، اسناد آلومینای ایران (سهامی خاص).
- [۵]. ایتوک ایران (شرکت)، ۱۳۸۴، آماده سازی و باطله برداری، پیمان دوم، استخراج و حمل بوکسیت از معادن روباز ۲ و ۷ گل‌بینی جاجرم، اسناد آلومینای ایران (سهامی خاص).
- [۶]. ایتوک ایران (شرکت)، ۱۳۸۴، آماده سازی و باطله برداری، پیمان دوم، استخراج و حمل بوکسیت از معادن روباز ۲ و ۷ گل‌بینی جاجرم، فهرست بها و برآورد تقریبی مقادیر عملیات، اسناد آلومینای ایران (سهامی خاص).
- [۷]. خالو کاکائی، رضا؛ جزوه درس "روش‌های استخراج روباز"، دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود.
- [۸]. حسنی پاک، علی اصغر؛ ۱۳۷۷، زمین آمار"، انتشارات دانشگاه تهران.
- [۹]. سازمان تبلیغات اسلامی خراسان شمالی، ۱۳۸۶، پایگاه اینترنتی www.kho-shomali-tebyan.ir.
- [۱۰]. صیادی، احمدرضا؛ شهریار، کوروش و همکاران؛ ۱۳۸۳، "تعیین حد روباز - زیرزمینی بر اساس پیشینه سازی ارزش خالص فعلی"، کنفرانس مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس، ۱۳۸۳.

[۱۱]. مرکز آمار ایران، پایگاه اینترنتی www.sci.org.ir.

[۱۲]. یاوری، مهدی؛ کیومرثی، محمد رضا؛ ۱۳۸۳، ”توسعه نرم افزار به منظور تعیین حد روباز -

زیرزمینی“، کنفرانس مهندسی معدن، دانشگاه تربیت مدرس، ۱۳۸۳.

- [13]. Chen, J., et al, 2001, "Development & application of optimum open pit limit software for the combined mining of surface and underground", Computer application in mineral industries, p.p 303 - 306
- [14]. Datamine manual, version 2.1. Datamine Corporate Limited, 30 High Street, Beckenham, Kent BR3 1AY, United Kingdom, <http://www.datamine.co.uk/>.
- [15]. Maxipit manual. The Earthworks NPV Scheduler family of strategic open pit planning solutions. http://www.datamine.co.uk/Products/Strategy_Products/NPVScheduler/NPVScheduler.htm
- [16]. Nilsson, D., 1982, Open pit or underground mining, "In Underground Mining Methods Handbook", SME, p.p. 70 – 88.
- [17]. Nilsson, D.; 1992, Surface Vs Underground methods in "Mining Engineering Handbook", SME, p.p. 2058 – 2069.
- [18]. Tulip, T, 1998, "open pit to underground mining", Mine Planning & Equipment Selection, p.p. 9 – 12.

پیوست یک

اطلاعات حاصل از گمانه‌های اکتشافی

collar (جدول ۱. اطلاعات فایل مشخصات دهانه گمانه‌ها)

<i>BHID</i>	<i>XCOLLAR</i>	<i>YCOLLAR</i>	<i>ZCOLLAR</i>
1.00	453790.00	4100813.00	1182.70
3.00	453703.00	4100762.00	1186.60
4.00	453835.00	4100839.00	1185.90
5.00	453671.00	4100792.00	1181.40
6.00	453977.00	4100917.00	1189.60
7.00	453821.00	4100885.00	1177.30
8.00	453575.00	4100715.00	1176.90
24.00	453950.00	4100980.00	1169.70

103.00	454051.00	4100955.00	1187.70
140.00	453490.00	4100682.00	1164.10
219.00	453908.00	4100888.00	1183.50
220.00	453892.00	4100937.00	1172.60
221.00	453557.00	4100778.00	1178.30
222.00	453752.00	4100847.00	1172.40
223.00	453671.00	4100828.00	1173.10
236.00	454104.00	4100984.00	1186.10
142A	454034.00	4101012.00	1175.60
25A	453809.00	4100936.00	1167.30
G2-4A-3	453709.91	4100884.33	1164.29
G2-5A-2	453761.11	4100906.40	1167.21
G2-6A-2	453913.21	4100988.40	1160.13
G2-A	453528.40	4100700.00	1171.10
G2-E	453743.90	4100788.00	1176.20
G2-H	454096.60	4101021.00	1175.40
G2-I	453626.20	4100794.30	1183.25
G2-J	453727.05	4100838.03	1172.71
G2-K	453943.36	4100900.53	1180.99
G2-L	453984.71	4100899.51	1181.19
G2-M	453965.12	4100948.02	1176.36
G2-N	454014.50	4100934.15	1181.80
G2-O	454061.02	4100931.20	1181.04
G2-P	454078.37	4100969.38	1181.67
G2-W	453635.32	4100742.41	1175.84
G2-i1	454110.43	4100935.38	1181.06
G2-i10	453941.73	4100852.92	1180.24
G2-i11	453945.04	4100846.49	1183.19
G2-i12	453912.91	4100828.87	1183.26
G2-i13	453871.69	4100824.71	1180.30
G2-i16	453841.69	4100817.15	1180.45
G2-i17	453841.70	4100802.09	1184.16
G2-i18	453808.85	4100777.87	1183.80

collar(ادامه جدول ۱. اطلاعات فایل مشخصات دهانه گمانهها

BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR
G2-i2	454081.00	4100917.78	1180.94
G2-i20	453779.87	4100758.45	1180.84
G2-i21	453784.35	4100752.64	1184.47
G2-i22	453745.70	4100742.59	1180.78
G2-i23	453749.86	4100736.77	1180.70
G2-i24	453700.26	4100745.41	1181.09

G2-i25	453703.72	4100740.14	1180.58
G2-i26	453670.18	4100730.29	1180.70
G2-i27	453672.37	4100723.89	1180.73
G2-i28	453648.77	4100693.66	1180.64
G2-i29	453652.02	4100688.32	1180.67
G2-i3	454084.20	4100909.06	1185.09
G2-i30	453614.79	4100678.10	1180.48
G2-i31	453618.73	4100667.98	1184.19
G2-i32	453572.00	4100665.84	1179.54
G2-i33	453575.48	4100657.53	1179.49
G2-i34	453535.87	4100650.15	1179.32
G2-i35	453539.59	4100642.75	1179.47
G2-i36	453505.11	4100632.75	1179.32
G2-i37	453508.62	4100626.29	1179.46
G2-i4	454044.01	4100901.79	1180.93
G2-i5	454047.50	4100896.12	1184.56
G2-i6	454008.38	4100888.43	1180.76
G2-i7	454011.68	4100883.07	1183.80
G2-i8	453975.45	4100876.35	1180.51
G2-i9	453981.12	4100868.57	1183.54

assay(جدول ۲. اطلاعات فایل عیار عناصر

<i>BHID</i>	<i>FROM</i>	<i>TO</i>	<i>Al2o3</i>	<i>Sio2</i>	<i>MODULS</i>
1	23.30	24.00	35.40	34.70	1.02
1	52.70	53.30	33.10	38.17	0.87
1	53.30	55.00	37.00	19.10	1.94
1	55.00	56.00	36.52	21.15	1.73
1	56.00	57.00	32.69	29.73	1.10

1	57.00	58.00	32.73	27.40	1.19
1	58.00	59.00	30.65	30.95	0.99
1	59.00	60.00	33.89	26.43	1.28
1	60.00	60.80	33.06	28.98	1.14
3	24.00	24.60	44.80	28.20	1.59
3	24.60	25.70	54.60	11.70	4.67
3	25.70	26.60	56.50	6.10	9.26
3	26.60	27.60	39.30	29.90	1.31
3	27.60	28.00	30.12	19.09	1.58
3	28.60	29.50	30.10	30.70	0.98
3	29.50	30.80	54.40	18.30	2.97
4	45.70	46.70	48.80	8.19	5.96
4	46.70	47.80	40.70	6.90	5.90
4	47.80	48.90	40.50	9.50	4.26
4	54.50	55.50	32.90	13.60	2.42
4	55.50	57.20	31.29	26.51	1.18
4	57.20	59.00	35.31	30.36	1.16
5	91.90	94.60	45.70	14.90	3.07
5	94.60	97.00	39.00	12.30	3.17
5	97.00	98.00	42.70	15.00	2.85
5	98.00	100.00	37.60	22.10	1.70
5	100.00	102.00	32.70	23.90	1.37
5	102.00	104.00	35.60	22.10	1.61
5	104.00	105.80	34.60	25.30	1.37
6	67.70	68.20	36.00	35.70	1.01
6	68.20	70.20	46.80	12.50	3.74
6	70.20	72.20	50.00	7.60	6.58
6	72.20	74.20	49.30	8.00	6.16
6	74.20	76.80	53.90	8.20	6.57
6	76.80	79.30	36.16	26.50	1.36
6	79.30	83.90	36.20	29.32	1.23
6	83.90	86.00	31.30	25.20	1.24
7	92.30	94.80	36.40	27.20	1.34
7	94.80	95.70	41.60	16.10	2.58
7	95.70	97.00	34.90	26.20	1.33
7	97.00	100.80	31.60	30.60	1.03

assay(اداامه جدول ٢. اطلاعات فايل عيار عناصر

BHID	FROM	TO	Al2o3	Sio2	MODULS
7	100.80	103.80	32.90	25.10	1.31
7	103.80	105.80	36.20	27.00	1.34

8	43.70	44.70	47.30	21.50	2.20
8	44.70	45.70	40.50	11.60	3.49
8	45.70	47.10	40.90	9.90	4.13
8	47.10	48.70	16.20	9.60	1.69
8	48.70	50.70	34.67	27.57	1.26
24	121.40	122.20	34.20	30.00	1.14
24	122.20	123.40	37.30	21.80	1.71
24	123.40	123.90	34.40	16.10	2.14
24	123.90	124.90	47.50	7.70	6.17
24	124.90	125.90	56.50	7.40	7.64
24	125.90	126.90	40.50	7.70	5.26
24	126.90	128.90	32.67	29.50	1.11
24	128.90	130.90	30.43	33.80	0.90
24	130.90	132.90	26.45	29.04	0.91
24	132.90	134.90	29.39	29.75	0.99
24	134.90	137.50	27.02	24.80	1.09
103	58.40	59.00	35.10	37.60	0.93
103	59.00	60.00	34.20	34.30	1.00
103	60.00	61.00	35.20	32.40	1.09
103	61.00	62.00	45.20	9.20	4.91
103	62.00	62.80	48.20	6.20	7.77
103	62.80	63.50	43.50	11.70	3.72
103	63.50	64.20	47.90	8.60	5.57
103	64.20	65.10	54.70	7.00	7.81
103	65.10	66.00	57.50	5.00	11.50
103	66.00	67.00	57.20	5.00	11.44
103	67.00	68.00	59.60	5.60	10.64
103	68.00	69.00	63.40	2.90	21.86
103	69.00	70.30	61.00	8.70	7.01
103	70.30	71.80	54.30	15.00	3.62
103	71.80	73.20	34.40	7.40	4.65
103	73.20	73.70	43.36	13.39	3.24
103	73.70	74.80	42.27	13.42	3.15
103	74.80	75.30	34.26	23.89	1.43
219	50.50	51.60	34.12	22.65	1.51
219	51.60	52.80	39.00	20.73	1.88
219	52.80	53.80	29.00	27.20	1.07
219	53.80	54.80	30.00	28.90	1.04
220	92.40	92.80	32.00	36.30	0.88

assay(ادامة جدول ٢. اطلاعات فايل عيار عناصر

<i>BHID</i>	<i>FROM</i>	<i>TO</i>	<i>Al2o3</i>	<i>Sio2</i>	<i>MODULS</i>
220	92.80	93.80	37.39	26.73	1.40
220	93.80	94.90	38.00	14.30	2.66
220	94.90	95.90	37.70	15.15	2.49
220	95.90	97.10	30.50	35.00	0.87
220	97.10	98.70	28.40	35.30	0.80
221	121.70	122.20	27.70	36.50	0.76
221	122.20	123.20	39.34	14.51	2.71
221	123.20	124.20	40.80	8.60	4.74
221	124.20	125.30	43.60	10.65	4.09
221	125.30	126.00	43.40	30.00	1.45
221	126.00	127.10	37.70	32.50	1.16
221	127.10	128.10	37.30	32.20	1.16
221	128.10	129.00	37.40	22.40	1.67
221	129.00	130.00	31.40	19.70	1.59
221	130.00	131.10	29.80	13.60	2.19
221	131.10	132.00	28.40	13.30	2.14
221	132.00	132.80	24.60	13.60	1.81
221	132.80	134.10	34.30	27.30	1.26
222	86.90	87.40	31.30	34.65	0.90
222	87.40	88.20	32.00	32.80	0.98
222	88.20	89.30	37.60	19.20	1.96
222	89.30	90.30	39.80	7.60	5.24
222	90.30	91.30	43.50	8.25	5.27
222	91.30	92.30	46.30	8.10	5.72
222	92.30	93.30	40.60	12.40	3.27
222	93.30	94.70	40.70	12.60	3.23
222	94.70	96.10	34.60	29.00	1.19
222	96.10	97.00	30.40	28.30	1.07
223	141.30	142.00	36.60	30.20	1.21
223	142.00	143.50	44.20	17.30	2.55
223	143.50	145.30	48.40	11.40	4.25
236	47.30	48.50	34.82	31.34	1.11
236	48.50	49.60	43.55	12.36	3.52
236	49.60	50.60	47.80	16.03	2.98
236	50.60	51.90	34.46	25.76	1.34
236	51.90	52.90	50.07	12.77	3.92
236	52.90	55.80	32.91	32.04	1.03
236	58.00	60.60	35.93	29.82	1.20
236	60.60	62.50	31.58	39.94	0.79
142A	130.90	132.30	42.60	17.95	2.37
142A	132.30	133.10	45.00	15.20	2.96

assay(اداامة جدول ٢. ااطلاعات فايل عيار عناصر

BHID	FROM	TO	Al2o3	Sio2	MODULS
142A	133.10	134.10	34.70	13.80	2.51
25A	146.20	147.40	35.76	26.46	1.35
25A	147.40	148.60	30.31	25.55	1.19
25A	148.60	149.70	30.17	34.58	0.87
25A	149.70	150.90	28.73	31.13	0.92
25A	150.90	152.10	28.62	30.82	0.93
25A	152.10	153.30	29.26	29.20	1.00
G2-A	45.80	47.00	53.00	8.65	6.13
G2-A	47.00	47.20	42.35	9.30	4.55
G2-A	47.20	47.90	32.90	16.20	2.03
G2-A	48.30	49.00	21.60	14.25	1.52
G2-A	49.00	49.85	37.70	20.15	1.87
G2-E	40.80	41.70	48.50	6.65	7.29
G2-H	75.90	77.10	40.45	22.85	1.77
G2-H	77.10	78.50	43.40	10.85	4.00
G2-4A-3	152.00	152.90	40.89	23.96	1.71
G2-4A-3	152.90	153.90	34.18	29.31	1.17
G2-4A-3	153.90	154.60	32.71	15.38	2.13
G2-4A-3	154.60	155.50	31.43	25.79	1.22
G2-5A-2	151.35	152.35	38.28	16.39	2.34
G2-5A-2	152.35	153.35	46.40	8.36	5.55
G2-5A-2	153.35	154.35	44.44	9.31	4.77
G2-5A-2	154.35	155.35	52.31	5.90	8.87
G2-5A-2	155.35	156.35	56.21	4.61	12.19
G2-5A-2	156.35	157.35	54.68	6.78	8.06
G2-5A-2	157.35	158.00	58.73	4.06	14.47
G2-5A-2	158.50	159.65	30.02	27.47	1.09
G2-6A-2	134.40	135.35	39.28	15.85	2.48
G2-6A-2	135.35	136.55	38.96	12.17	3.20
G2-6A-2	136.55	137.20	42.62	25.87	1.65
G2-6A-2	137.20	138.20	39.92	24.53	1.63
G2-I	103.70	104.50	35.50	32.73	1.08
G2-I	104.50	105.50	39.96	15.38	2.60
G2-I	105.50	106.50	41.65	14.91	2.79
G2-I	106.50	107.50	37.04	19.36	1.91
G2-I	107.50	108.20	29.84	21.07	1.42
G2-I	108.20	109.20	29.03	29.26	0.99
G2-I	113.20	114.20	41.05	17.89	2.29
G2-I	114.20	115.20	36.42	16.09	2.26

G2-I	115.20	116.20	38.34	16.68	2.30
G2-I	116.20	117.20	29.55	17.08	1.73
G2-I	117.20	118.20	28.74	16.23	1.77
G2-I	118.20	119.20	25.78	19.35	1.33

assay(ادامة جدول ٢. ااطلاعات فايل عيار عناصر

BHID	FROM	TO	Al2o3	Sio2	MODULS
G2-J	82.64	82.98	41.70	29.89	1.40
G2-J	82.98	83.70	43.58	23.12	1.88
G2-J	83.70	84.81	38.23	14.11	2.71
G2-J	84.81	85.50	33.32	25.10	1.33
G2-J	85.50	86.35	29.75	20.70	1.44
G2-K	47.70	48.15	29.25	31.13	0.94
G2-K	48.15	49.20	38.08	22.11	1.72
G2-K	49.20	50.05	36.19	16.30	2.22
G2-K	50.05	50.70	31.24	26.68	1.17
G2-L	21.99	22.55	31.32	34.30	0.91
G2-L	22.55	23.10	35.49	28.94	1.23
G2-L	23.10	24.10	34.62	24.62	1.41
G2-L	24.10	25.15	28.30	32.65	0.87
G2-L	25.15	26.35	38.00	13.78	2.76
G2-L	26.35	32.85	27.66	27.09	1.02
G2-L	32.85	35.45	30.58	30.02	1.02
G2-M	87.60	87.75	32.91	36.03	0.91
G2-M	87.75	88.75	34.89	31.95	1.09
G2-M	88.75	89.40	40.99	14.26	2.87
G2-M	89.40	90.40	32.03	17.19	1.86
G2-M	90.40	100.40	36.07	25.35	1.42
G2-N	42.20	43.33	39.66	13.56	2.92
G2-N	43.33	44.03	29.88	29.55	1.01
G2-N	44.03	44.55	35.03	34.01	1.03
G2-N	44.55	45.55	37.43	21.98	1.70
G2-O	27.10	28.65	41.01	26.76	1.53
G2-O	28.65	29.80	42.70	13.68	3.12
G2-O	29.80	30.80	48.49	6.83	7.10
G2-O	30.80	31.80	43.62	6.37	6.85
G2-O	31.80	32.80	47.58	5.00	9.52
G2-O	32.80	33.80	47.80	6.73	7.10
G2-O	33.80	34.90	50.24	7.28	6.90
G2-O	34.90	35.90	25.14	18.83	1.34
G2-O	35.90	36.90	54.00	7.67	7.04
G2-O	36.90	37.90	56.26	6.34	8.87
G2-O	37.90	38.90	48.64	6.71	7.25
G2-O	38.90	39.90	37.91	13.23	2.87
G2-O	39.90	41.00	35.71	14.31	2.50

G2-O	41.00	41.60	32.99	10.90	3.03
G2-O	41.60	48.10	34.99	27.81	1.26
G2-O	48.10	48.65	32.58	35.00	0.93
G2-P	44.20	45.20	26.97	45.67	0.59
G2-P	45.20	46.20	39.47	27.84	1.42
G2-P	46.20	47.20	45.01	10.60	4.25

assay(ادامة جدول ٢. اطلاعات فایل عيار عناصر

<i>BHID</i>	<i>FROM</i>	<i>TO</i>	<i>Al2o3</i>	<i>Sio2</i>	<i>MODULS</i>
G2-P	47.20	48.20	46.68	12.97	3.60
G2-P	48.20	49.20	37.33	15.12	2.47
G2-P	49.20	50.20	32.68	17.53	1.86
G2-P	50.20	51.30	26.99	20.22	1.33
G2-w	44.00	45.20	43.77	17.72	2.47
G2-w	45.20	46.00	45.45	9.80	4.64
G2-w	46.00	47.00	40.95	17.62	2.32
G2-i1	3.75	4.50	20.98	19.28	1.09
G2-i1	4.50	5.50	48.06	2.10	22.89
G2-i1	5.50	6.50	51.93	2.39	21.73
G2-i1	6.50	7.50	52.09	2.27	22.95
G2-i1	7.50	8.50	47.11	2.22	21.22
G2-i1	8.50	9.50	42.77	1.73	24.72
G2-i1	9.50	10.50	45.87	3.50	13.11
G2-i1	10.50	11.10	51.46	4.14	12.43
G2-i1	11.10	11.80	41.24	17.90	2.30
G2-i1	11.80	12.50	39.16	20.63	1.90
G2-i1	12.50	13.30	45.51	7.69	5.92
G2-i1	13.30	13.80	53.35	13.63	3.91
G2-i1	13.80	14.80	46.40	15.35	3.02
G2-i10	3.98	4.65	32.33	33.61	0.96
G2-i10	4.65	4.85	28.75	28.96	0.99
G2-i10	4.85	5.75	33.18	22.60	1.47
G2-i10	6.00	7.23	32.39	27.48	1.18
G2-i10	11.50	12.30	28.93	23.87	1.21
G2-i11	0.50	1.20	28.84	15.35	1.88
G2-i11	1.20	1.80	53.55	7.23	7.41
G2-i12	0.00	1.00	43.14	5.50	7.84
G2-i12	1.00	1.95	44.13	7.30	6.05
G2-i12	8.20	9.00	43.84	18.53	2.37
G2-i12	10.20	11.40	42.80	17.24	2.48
G2-i12	11.40	12.20	46.08	4.00	11.52
G2-i12	12.20	13.60	41.53	5.57	7.46
G2-i12	16.45	17.05	32.44	22.58	1.44

G2-i12	17.85	17.95	41.96	5.69	7.37
G2-i13	2.45	3.80	44.71	7.05	6.34
G2-i13	3.80	4.40	40.45	2.55	15.86
G2-i13	4.40	5.00	45.70	15.30	2.99
G2-i16	3.00	4.00	40.07	26.80	1.50
G2-i16	4.00	5.00	45.88	11.75	3.90
G2-i16	5.00	6.00	43.95	7.85	5.60
G2-i16	6.00	6.40	43.42	19.91	2.18
G2-i16	6.40	6.90	38.47	32.70	1.18
G2-i17	0.00	0.25	37.81	36.06	1.05
G2-i18	0.00	1.00	42.66	7.89	5.41
G2-i18	1.00	2.00	45.03	7.82	5.76

assay(ادامة جدول ٢. ااطلاعات فايل عيار عناصر

<i>BHID</i>	<i>FROM</i>	<i>TO</i>	<i>Al2o3</i>	<i>Sio2</i>	<i>MODULS</i>
G2-i18	2.00	2.90	39.84	11.72	3.40
G2-i18	2.90	3.50	35.60	16.58	2.15
G2-i18	3.50	4.19	39.02	25.85	1.51
G2-i18	4.19	5.77	37.06	13.66	2.71
G2-i2	4.90	5.50	47.87	12.15	3.94
G2-i2	5.50	6.50	41.14	8.62	4.77
G2-i2	6.50	7.00	37.37	13.61	2.75
G2-i2	7.00	8.50	33.12	12.17	2.72
G2-i2	8.50	9.50	24.25	18.53	1.31
G2-i2	9.50	10.50	22.94	19.24	1.19
G2-i2	10.50	11.20	31.96	21.94	1.46
G2-i20	2.20	2.93	51.09	14.39	3.55
G2-i20	2.93	3.90	54.86	5.27	10.41
G2-i20	3.90	4.45	43.14	17.65	2.44
G2-i20	4.90	5.28	38.85	18.20	2.13
G2-i20	9.15	9.91	34.83	14.12	2.47
G2-i21	0.00	1.10	51.74	11.93	4.34
G2-i21	1.10	2.00	49.72	6.64	7.49
G2-i21	2.20	3.35	44.05	9.57	4.60
G2-i21	3.35	3.80	32.58	23.89	1.36
G2-i21	3.80	4.23	46.94	9.60	4.89
G2-i21	5.50	6.12	44.35	12.30	3.61
G2-i21	6.70	6.90	49.40	16.68	2.96
G2-i21	8.20	9.00	44.40	10.78	4.12
G2-i22	9.80	12.70	56.56	4.12	13.73
G2-i22	12.70	13.85	61.33	3.84	15.97
G2-i22	13.85	15.00	61.65	4.15	14.86
G2-i22	15.00	16.00	60.90	4.48	13.59
G2-i22	16.00	17.20	61.82	5.45	11.34
G2-i22	17.20	17.50	48.34	10.66	4.53

G2-i22	18.70	19.70	51.86	11.01	4.71
G2-i22	19.70	20.20	45.99	13.81	3.33
G2-i22	20.20	21.60	48.49	17.67	2.74
G2-i22	27.20	28.20	51.30	7.02	7.31
G2-i22	28.20	29.20	60.70	5.77	10.52
G2-i22	29.20	30.20	58.03	6.86	8.46
G2-i22	30.20	31.20	55.29	8.51	6.50
G2-i22	31.20	32.20	61.59	8.34	7.38
G2-i22	32.20	33.20	55.41	7.67	7.22
G2-i22	33.20	33.75	57.35	8.58	6.68
G2-i22	33.75	34.75	53.41	6.74	7.92
G2-i22	34.75	35.75	54.68	6.66	8.21
G2-i22	35.75	36.00	57.05	5.50	10.37
G2-i22	36.70	37.70	55.59	7.05	7.89
G2-i22	37.70	38.70	50.46	7.37	6.85
G2-i22	38.70	39.70	51.14	7.66	6.68

assay(ادامة جدول ٢. اطلاعات فايل عيار عناصر

BHID	FROM	TO	Al2o3	Sio2	MODULS
G2-i22	39.70	41.20	54.30	6.37	8.52
G2-i22	41.80	42.70	36.66	31.84	1.15
G2-i23	4.05	5.20	50.34	13.35	3.77
G2-i23	5.20	6.70	56.69	5.00	11.34
G2-i23	6.70	8.20	49.05	9.36	5.24
G2-i23	8.20	9.70	50.70	11.83	4.29
G2-i23	9.70	10.45	51.62	7.81	6.61
G2-i23	10.45	11.80	53.20	9.64	5.52
G2-i24	11.30	12.70	56.38	13.32	4.23
G2-i24	12.70	14.20	47.48	26.17	1.81
G2-i24	14.20	14.60	61.49	5.05	12.18
G2-i24	14.60	15.70	62.22	5.73	10.86
G2-i24	15.70	16.50	63.34	4.59	13.80
G2-i24	16.50	17.20	56.38	13.32	4.23
G2-i24	17.20	18.70	47.48	26.17	1.81
G2-i24	18.70	20.20	61.49	5.05	12.18
G2-i24	20.20	20.70	29.54	21.37	1.38
G2-i24	20.70	21.20	62.22	5.73	10.86
G2-i24	21.20	21.70	30.94	28.51	1.09
G2-i24	21.70	22.20	63.34	4.59	13.80
G2-i24	23.40	23.90	6.44	3.97	1.62
G2-i25	3.35	3.70	54.69	8.62	6.34
G2-i25	3.70	4.70	57.42	7.32	7.84
G2-i25	4.70	5.70	63.47	3.28	19.35
G2-i25	5.70	6.70	59.44	8.04	7.39
G2-i25	6.70	7.70	55.52	15.84	3.51

G2-i25	7.70	8.70	55.61	14.98	3.71
G2-i25	8.70	9.70	57.63	13.13	4.39
G2-i25	9.70	10.70	53.56	15.73	3.40
G2-i25	10.70	11.70	56.49	10.59	5.33
G2-i25	11.70	12.70	56.61	10.15	5.58
G2-i25	12.70	13.50	53.97	10.48	5.15
G2-i25	16.65	17.70	41.54	11.69	3.55
G2-i25	17.70	18.70	54.49	13.98	3.90
G2-i25	22.20	22.60	54.63	8.55	6.39
G2-i25	22.60	23.70	52.62	19.37	2.72
G2-i25	23.70	24.70	58.61	11.25	5.21
G2-i25	24.70	25.65	54.55	10.41	5.24
G2-i26	26.90	27.70	52.70	20.75	2.54
G2-i26	28.50	29.50	44.51	20.93	2.13
G2-i26	31.70	33.60	60.41	5.37	11.25
G2-i26	36.60	38.03	46.67	25.49	1.83
G2-i26	38.03	39.65	42.00	22.20	1.89
G2-i26	39.65	41.00	42.36	16.03	2.64
G2-i26	41.35	42.15	43.62	11.38	3.83
G2-i26	42.15	44.20	30.22	15.44	1.96

assay(ادامة جدول ٢. اطلاعات فايل عيار عناصر

BHID	FROM	TO	Al2o3	Sio2	MODULS
G2-i26	44.45	46.00	34.39	18.10	1.90
G2-i26	46.00	47.20	39.60	14.20	2.79
G2-i27	9.70	11.20	60.49	3.28	18.44
G2-i27	11.20	11.60	68.17	2.94	23.19
G2-i27	11.60	11.90	46.01	14.63	3.14
G2-i27	11.90	14.20	53.10	17.78	2.99
G2-i27	14.20	15.70	62.85	6.35	9.90
G2-i27	15.70	17.20	65.22	3.89	16.77
G2-i27	17.20	18.70	60.30	3.88	15.54
G2-i27	18.70	20.20	57.95	4.58	12.65
G2-i27	20.20	21.20	56.98	5.61	10.16
G2-i27	21.20	22.00	62.08	4.73	13.12
G2-i27	22.00	22.90	64.57	4.42	14.61
G2-i27	22.90	24.70	62.19	4.48	13.88
G2-i27	24.70	25.20	61.71	4.80	12.86
G2-i27	25.20	26.00	53.09	8.89	5.97
G2-i28	9.70	10.65	58.84	12.28	4.79
G2-i28	10.65	11.00	56.33	7.84	7.18
G2-i28	11.00	12.70	61.05	2.67	22.87
G2-i29	7.20	7.90	49.11	7.43	6.61
G2-i29	7.90	8.30	50.54	6.03	8.38
G2-i29	8.30	8.90	45.79	24.72	1.85

G2-i29	8.90	9.50	33.39	21.72	1.54
G2-i3	0.50	0.70	36.72	17.66	2.08
G2-i3	0.70	1.00	37.33	28.03	1.33
G2-i3	1.00	2.00	31.40	20.85	1.51
G2-i30	2.28	3.40	53.52	11.70	4.57
G2-i30	3.40	4.63	58.50	2.80	20.89
G2-i30	4.63	5.30	44.90	8.32	5.40
G2-i30	5.30	6.20	48.18	20.36	2.37
G2-i31	0.00	1.00	52.41	5.71	9.18
G2-i31	1.00	2.00	52.44	4.63	11.33
G2-i31	2.00	3.10	48.91	12.52	3.91
G2-i32	7.05	8.30	49.72	5.00	9.94
G2-i32	8.30	9.20	42.21	4.44	9.51
G2-i32	9.20	10.42	44.65	14.49	3.08
G2-i33	1.25	2.20	45.40	21.83	2.08
G2-i33	11.30	11.80	55.89	7.64	7.32
G2-i34	7.50	8.00	49.24	17.99	2.74
G2-i34	8.00	8.80	51.67	6.88	7.51
G2-i34	8.80	9.67	48.46	9.35	5.18
G2-i34	9.67	10.77	47.54	4.30	11.06
G2-i34	10.77	11.39	47.04	7.30	6.44
G2-i34	11.39	12.85	40.72	11.28	3.61
G2-i35	1.70	2.80	47.46	12.13	3.91
G2-i35	2.80	3.80	46.61	4.86	9.59

assay(ادامة جدول ٢. اطلاعات فايل عيار عناصر

BHID	FROM	TO	Al2o3	Sio2	MODULS
G2-i35	3.80	4.50	49.36	5.29	9.33
G2-i35	4.50	5.00	51.16	6.35	8.06
G2-i35	5.00	6.00	31.47	8.92	3.53
G2-i36	1.00	1.70	44.09	21.98	2.01
G2-i36	9.00	10.00	43.79	11.88	3.69
G2-i36	10.00	11.20	34.68	8.61	4.03
G2-i36	11.20	12.20	30.25	5.35	5.65
G2-i36	12.20	13.20	40.76	5.65	7.21
G2-i36	13.20	13.60	41.88	10.68	3.92
G2-i37	2.50	3.70	44.27	3.03	14.61
G2-i37	3.70	4.20	44.50	3.37	13.20
G2-i37	4.20	5.90	41.62	3.41	12.21
G2-i37	5.90	7.10	53.46	6.09	8.78
G2-i37	7.10	8.20	43.23	15.46	2.80
G2-i4	1.90	3.00	52.55	7.07	7.43
G2-i4	3.00	4.00	45.83	11.03	4.16
G2-i4	4.00	5.00	46.09	8.27	5.57
G2-i5	0.00	0.70	26.99	14.65	1.84

G2-i5	0.70	1.20	32.32	21.04	1.54
G2-i6	0.55	1.65	46.54	15.01	3.10
G2-i6	1.65	3.20	45.36	7.69	5.90
G2-i6	3.20	4.00	39.55	9.14	4.33
G2-i6	4.00	4.60	37.86	11.64	3.25
G2-i7	0.00	0.40	53.16	9.27	5.73
G2-i7	0.40	1.90	47.38	10.68	4.44
G2-i7	1.90	2.65	47.60	10.08	4.72
G2-i7	2.65	3.25	35.72	16.71	2.14
G2-i7	3.25	3.70	31.52	25.73	1.23
G2-i8	4.50	5.50	43.61	11.04	3.95
G2-i8	5.50	6.85	40.17	8.69	4.62
G2-i8	6.85	7.40	29.66	17.17	1.73
G2-i8	7.65	8.00	52.59	7.48	7.03
G2-i8	8.00	8.64	50.40	9.46	5.33
G2-i8	10.50	10.70	47.82	11.51	4.15

(geology). جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
1	0.00	1.70	ALU	1
1	1.70	26.70	SAND	3
1	26.70	44.80	SHAL	4
1	44.80	52.70	SAND	3
1	52.70	53.30	KB	5
1	53.30	55.00	SB	7
1	55.00	56.00	SB	7
1	56.00	57.00	SB	7
1	57.00	58.00	SB	7
1	58.00	59.00	SB	7
1	59.00	60.00	SB	7
1	60.00	60.80	SB	7

1	60.80	61.50	SB	7
1	61.50	65.00	DOL	8
3	0.00	3.70	ALU	1
3	3.70	10.40	SAND	3
3	10.40	23.00	SHAL	4
3	23.00	23.30	KB	5
3	23.30	24.00	KB	5
3	24.00	24.60	HB	6
3	24.60	25.70	HB	6
3	25.70	26.60	HB	6
3	26.60	27.60	HB	6
3	27.60	28.00	HB	6
3	28.00	28.60	SB	7
3	28.60	29.50	SB	7
3	29.50	30.80	HB	6
3	30.80	31.00	KB	5
4	0.00	2.90	ALU	1
4	2.90	20.30	SAND	3
4	20.30	24.30	SHAL	4
4	24.30	35.00	SAND	3
4	35.00	43.50	SHAL	4
4	43.50	44.80	SAND	3
4	44.80	45.70	KB	5
4	45.70	46.70	HB	6
4	46.70	47.80	HB	6
4	47.80	48.90	HB	6
4	48.90	54.50	SAND	3
4	54.50	55.50	HB	6
4	55.50	57.20	SB	7

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
4	57.20	59.00	SB	7
4	59.00	62.20	DOL	8
5	0.00	64.20	SAND	3
5	64.20	81.00	SHAL	4
5	81.00	91.90	SAND	3
5	91.90	94.60	HB	6
5	94.60	97.00	HB	6
5	97.00	98.00	HB	6
5	98.00	100.00	SB	7

5	100.00	102.00	SB	7
5	102.00	104.00	SB	7
5	104.00	105.80	SB	7
5	105.80	112.70	DOL	8
6	0.00	27.40	SAND	3
6	27.40	32.70	SILT	2
6	32.70	67.70	SAND	3
6	67.70	68.20	KB	5
6	68.20	70.20	HB	6
6	70.20	72.20	HB	6
6	72.20	74.20	HB	6
6	74.20	76.80	HB	6
6	76.80	79.30	SB	7
6	79.30	83.90	SB	7
6	83.90	86.00	SB	7
6	86.00	91.50	DOL	8
7	0.00	5.90	ALU	1
7	5.90	34.80	SAND	3
7	34.80	45.30	SHAL	4
7	45.30	53.10	SILT	2
7	53.10	66.50	SAND	3
7	66.50	70.90	SILT	2
7	70.90	79.60	SAND	3
7	79.60	92.30	SHAL	4
7	92.30	94.80	SB	7
7	94.80	95.70	HB	6
7	95.70	97.00	SB	7
7	97.00	100.80	SB	7
7	100.80	103.80	SB	7
7	103.80	105.80	SB	7
7	105.80	111.10	DOL	8
8	0.00	1.20	ALU	1

(geology). ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
8	1.20	27.00	SAND	3
8	27.00	43.70	SILT	2
8	43.70	44.70	HB	6
8	44.70	45.70	HB	6
8	45.70	47.10	HB	6
8	47.10	48.70	HB	6

8	48.70	50.70	SB	7
8	50.70	68.80	DOL	8
24	0.00	6.70	ALU	1
24	6.70	10.10	SHAL	4
24	10.10	21.20	SAND	3
24	21.20	26.90	SILT	2
24	26.90	41.00	SAND	3
24	41.00	61.20	SHAL	4
24	61.20	104.80	SAND	3
24	104.80	121.40	SHAL	4
24	121.40	122.20	SB	7
24	122.20	123.40	HB	6
24	123.40	123.90	KB	5
24	123.90	124.90	HB	6
24	124.90	125.90	HB	6
24	125.90	126.90	HB	6
24	126.90	128.90	SB	7
24	128.90	130.90	SB	7
24	130.90	132.90	SB	7
24	132.90	134.90	SB	7
24	134.90	137.50	SB	7
24	137.50	138.00	SB	7
24	138.00	139.20	DOL	8
103	0.00	4.00	ALU	1
103	4.00	47.80	SAND	3
103	47.80	58.00	SHAL	4
103	58.00	58.40	KB	5
103	58.40	59.00	KB	5
103	59.00	60.00	HB	6
103	60.00	61.00	HB	6
103	61.00	62.00	HB	6
103	62.00	62.80	HB	6
103	62.80	63.50	HB	6
103	63.50	64.20	HB	6
103	64.20	65.10	HB	6

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
103	65.10	66.00	HB	6
103	66.00	67.00	HB	6
103	67.00	68.00	HB	6

103	68.00	69.00	HB	6
103	69.00	70.30	HB	6
103	70.30	71.80	HB	6
103	71.80	73.20	SB	7
103	73.20	73.70	HB	6
103	73.70	74.80	HB	6
103	74.80	75.30	HB	6
103	75.30	75.40	KB	5
103	75.40	79.70	DOL	8
140	0.00	4.40	ALU	1
140	4.40	34.60	SILT	2
140	34.60	65.80	SAND	3
140	65.80	72.30	SILT	2
140	72.30	77.00	SAND	3
140	77.00	91.10	SILT	2
140	91.10	105.50	SAND	3
140	105.50	154.60	SILT	2
140	154.60	163.20	SAND	3
140	163.20	172.80	SILT	2
140	172.80	176.00	SAND	3
140	176.00	214.50	SILT	2
140	214.50	220.70	SAND	3
219	0.00	3.50	ALU	1
219	3.50	36.40	SAND	3
219	36.40	46.40	SHAL	4
219	46.40	50.30	SAND	3
219	50.30	50.50	KB	5
219	50.50	51.60	HB	6
219	51.60	52.80	HB	6
219	52.80	53.80	SB	7
219	53.80	54.80	SB	7
219	54.80	59.30	SB	7
219	59.30	82.70	DOL	8
220	0.00	4.10	ALU	1
220	4.10	22.50	SAND	3
220	22.50	34.60	SHAL	4
220	34.60	41.70	SILT	2
220	41.70	75.20	SAND	3

(geology)ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
------	------	----	------	------

220	75.20	80.30	SHAL	4
220	80.30	88.50	SILT	2
220	88.50	92.40	SAND	3
220	92.40	92.80	KB	5
220	92.80	93.80	HB	6
220	93.80	94.90	HB	6
220	94.90	95.90	HB	6
220	95.90	97.10	SB	7
220	97.10	98.70	SB	7
220	98.70	102.90	SB	7
220	102.90	113.80	DOL	8
221	0.00	1.60	ALU	1
221	1.60	5.80	SHAL	4
221	5.80	8.40	SILT	2
221	8.40	19.30	SAND	3
221	19.30	33.00	SHAL	4
221	33.00	44.70	SAND	3
221	44.70	59.10	SHAL	4
221	59.10	89.50	SAND	3
221	89.50	95.40	SHAL	4
221	95.40	110.70	SAND	3
221	110.70	116.80	SILT	2
221	116.80	121.70	SAND	3
221	121.70	122.20	KB	5
221	122.20	123.20	HB	6
221	123.20	124.20	HB	6
221	124.20	125.30	HB	6
221	125.30	126.00	HB	6
221	126.00	127.10	HB	6
221	127.10	128.10	SB	7
221	128.10	129.00	SB	7
221	129.00	130.00	SB	7
221	130.00	131.10	SB	7
221	131.10	132.00	SB	7
221	132.00	132.80	SB	7
221	132.80	134.10	HB	6
221	134.10	134.90	SB	7
221	134.90	160.90	DOL	8

(geology). ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
222	0.00	4.00	ALU	1
222	4.00	15.10	SAND	3
222	15.10	21.50	SILT	2
222	21.50	31.00	SHAL	4
222	31.00	34.10	SAND	3
222	34.10	37.70	SILT	2
222	37.70	73.40	SAND	3
222	73.40	81.40	SHAL	4
222	81.40	82.80	COAL	18
222	82.80	86.20	SAND	3
222	86.20	86.90	KB	5
222	86.90	87.40	KB	5
222	87.40	88.20	HB	6
222	88.20	89.30	HB	6
222	89.30	90.30	HB	6
222	90.30	91.30	HB	6
222	91.30	92.30	HB	6
222	92.30	93.30	HB	6
222	93.30	94.70	HB	6
222	94.70	96.10	SB	7
222	96.10	97.00	SB	7
222	97.00	99.00	SB	7
222	99.00	143.70	DOL	8
223	0.00	0.20	SAND	3
223	0.20	9.30	SILT	2
223	9.30	16.30	SAND	3
223	16.30	22.40	SHAL	4
223	22.40	31.50	SAND	3
223	31.50	35.20	SHAL	4
223	35.20	44.80	SAND	3
223	44.80	45.30	SHAL	4
223	45.30	47.10	SILT	2
223	47.10	47.30	SHAL	4
223	47.30	55.70	SAND	3
223	55.70	64.10	SHAL	4
223	64.10	67.90	SAND	3
223	67.90	71.20	SHAL	4
223	71.20	80.50	SAND	3

223	80.50	87.40	SILT	2
223	87.40	115.10	SAND	3
223	115.10	118.20	SILT	2

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
223	118.20	126.20	SAND	3
223	126.20	133.00	SILT	2
223	133.00	134.50	SHAL	4
223	134.50	139.10	SAND	3
223	139.10	140.60	SILT	2
223	140.60	141.30	SHAL	4
223	141.30	142.00	KB	5
223	142.00	143.50	HB	6
223	143.50	145.30	HB	6
223	145.30	149.50	SB	7
223	149.50	150.50	KB	5
223	150.50	154.30	DOL	8
236	0.00	0.50	ALU	1
236	0.50	19.30	SAND	3
236	19.30	20.50	SHAL	4
236	20.50	21.50	SAND	3
236	21.50	23.00	SHAL	4
236	23.00	23.40	SAND	3
236	23.40	24.10	SILT	2
236	24.10	29.10	SHAL	4
236	29.10	47.00	SAND	3
236	47.00	47.30	KB	5
236	47.30	48.50	KB	5
236	48.50	49.60	HB	6
236	49.60	50.60	HB	6
236	50.60	51.90	SB	7
236	51.90	52.90	SB	7
236	52.90	55.80	SB	7
236	55.80	58.00	SB	7
236	58.00	60.60	SB	7
236	60.60	62.50	KB	5
236	62.50	65.00	DOL	8
142A	0.00	4.00	ALU	1
142A	4.00	9.30	SHAL	4
142A	9.30	19.40	SILT	2

142A	19.40	32.00	SHAL	4
142A	32.00	54.60	SAND	3
142A	54.60	59.60	SHAL	4
142A	59.60	67.10	SILT	2
142A	67.10	118.60	SAND	3
142A	118.60	121.40	SILT	2

(geology). ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
142A	121.40	124.80	SHAL	4
142A	124.80	130.50	SAND	3
142A	130.50	130.90	KB	5
142A	130.90	132.30	HB	6
142A	132.30	133.10	HB	6
142A	133.10	134.10	HB	6
142A	134.10	145.40	SB	7
142A	145.40	150.80	DOL	8
25A	0.00	3.00	ALU	1
25A	3.00	14.50	SILT	2
25A	14.50	16.60	SAND	3
25A	16.60	19.60	SILT	2
25A	19.60	21.00	SHAL	4
25A	21.00	21.80	SAND	3
25A	21.80	27.00	SHAL	4
25A	27.00	28.10	SAND	3
25A	28.10	38.20	SHAL	4
25A	38.20	39.10	SILT	2
25A	39.10	43.10	SAND	3
25A	43.10	46.20	SILT	2
25A	46.20	58.50	SHAL	4
25A	58.50	71.00	SAND	3
25A	71.00	81.20	SHAL	4
25A	81.20	92.30	SILT	2
25A	92.30	93.50	SAND	3
25A	93.50	94.90	SHAL	4
25A	94.90	130.50	SAND	3
25A	130.50	141.70	SILT	2
25A	141.70	145.10	SAND	3
25A	145.10	146.20	SILT	2
25A	146.20	147.40	KB	5
25A	147.40	148.60	KB	5

25A	148.60	149.70	SB	7
25A	149.70	150.90	SB	7
25A	150.90	152.10	SB	7
25A	152.10	153.30	SB	7
25A	153.30	154.80	SB	7
25A	154.80	292.10	DOL	8
25A	292.10	292.50	FALT	20
25A	292.50	450.40	DOL	8
G2-4A-3	0.00	0.50	SEMENT	11

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
G2-4A-3	0.50	2.05	ALU	1
G2-4A-3	2.05	9.55	SILT	2
G2-4A-3	9.55	21.90	SILT	2
G2-4A-3	21.90	26.10	SILT	2
G2-4A-3	26.10	41.20	SILT	2
G2-4A-3	41.20	51.00	SILT-SAND	27
G2-4A-3	51.00	55.75	SILT	2
G2-4A-3	55.75	58.00	SILT-SAND	27
G2-4A-3	58.00	59.45	SILT	2
G2-4A-3	59.45	60.90	SAND	3
G2-4A-3	60.90	62.90	SHAL	4
G2-4A-3	62.90	66.00	SILT	2
G2-4A-3	66.00	69.20	SILT	2
G2-4A-3	69.20	72.10	SILT	2
G2-4A-3	72.10	78.65	SILT	2
G2-4A-3	78.65	94.05	SILT-SAND	27
G2-4A-3	94.05	94.85	SAND	3
G2-4A-3	94.85	97.60	SILT	2
G2-4A-3	97.60	122.15	SAND	3
G2-4A-3	122.15	125.80	SILT	2
G2-4A-3	125.80	135.05	SAND	3
G2-4A-3	135.05	139.00	SILT	2
G2-4A-3	139.00	142.35	SAND	3
G2-4A-3	142.35	147.60	SILT	2
G2-4A-3	147.60	150.75	SAND	3
G2-4A-3	150.75	152.85	KB	5
G2-4A-3	152.85	153.90	SB	7
G2-4A-3	153.90	154.60	HB	6
G2-4A-3	154.60	160.15	SB	7
G2-4A-3	160.15	160.90	KB	5
G2-4A-3	160.90	163.30	DOL	8
G2-5A-2	0.00	0.70	SEMENT	11

G2-5A-2	0.70	10.45	SILT	2
G2-5A-2	10.45	29.00	SILT	2
G2-5A-2	29.00	32.20	SAND	3
G2-5A-2	32.20	40.80	SILT	2
G2-5A-2	40.80	48.35	SAND	3
G2-5A-2	48.35	50.15	SILT	2
G2-5A-2	50.15	54.30	SAND	3
G2-5A-2	54.30	60.55	SAND	3
G2-5A-2	60.55	73.20	SILT	2
G2-5A-2	73.20	81.70	SILT-SAND	27
G2-5A-2	81.70	89.45	SAND	3
G2-5A-2	89.45	90.75	SILT-SAND	27
G2-5A-2	90.75	102.50	SAND	3
G2-5A-2	102.50	106.80	SILT-SAND	27

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
G2-5A-2	102.50	106.80	SILT-SAND	27
G2-5A-2	106.80	108.70	SAND	3
G2-5A-2	108.70	110.15	SILT-SAND	27
G2-5A-2	110.15	117.75	SAND	3
G2-5A-2	117.75	119.90	SILT	2
G2-5A-2	119.90	124.00	SILT	2
G2-5A-2	124.00	130.50	SILT	2
G2-5A-2	160.50	133.15	SAND	3
G2-5A-2	133.15	141.50	SILT	2
G2-5A-2	141.50	145.40	SAND	3
G2-5A-2	145.40	149.70	SILT	2
G2-5A-2	149.70	150.20	SHAL	4
G2-5A-2	150.20	151.35	KB	5
G2-5A-2	151.35	158.00	HB	6
G2-5A-2	158.00	158.40	KB	5
G2-5A-2	158.40	163.90	SB	7
G2-5A-2	163.90	165.80	KB	5
G2-5A-2	165.80	169.00	DOL	8
G2-6A-2	0.00	0.50	SEMENT	11
G2-6A-2	0.50	2.70	SILT	2
G2-6A-2	2.70	9.20	SAND	3
G2-6A-2	9.20	35.85	SILT	2
G2-6A-2	35.85	38.80	SAND	3
G2-6A-2	38.80	39.70	SILT	2
G2-6A-2	39.70	48.40	SILT	2
G2-6A-2	48.40	54.35	SAND	3
G2-6A-2	54.35	71.80	SILT	2
G2-6A-2	71.80	99.10	SAND	3

G2-6A-2	99.10	102.35	SILT-SAND	27
G2-6A-2	102.35	116.60	SAND	3
G2-6A-2	116.60	131.30	SILT	2
G2-6A-2	131.30	132.10	SHAL	4
G2-6A-2	132.10	133.25	SAND	3
G2-6A-2	133.25	133.50	SHAL	4
G2-6A-2	133.50	134.40	KB	5
G2-6A-2	134.40	137.20	HB	6
G2-6A-2	137.20	145.25	SB	7
G2-6A-2	145.25	145.95	KB	5
G2-6A-2	145.95	152.10	DOL	8
G2-I	0.00	3.00	SILT	2
G2-I	3.00	10.70	SAND	3
G2-I	10.70	18.10	SILT	2
G2-I	18.10	21.10	SAND	3
G2-I	21.10	23.70	SILT	2
G2-I	23.70	30.50	SAND	3
G2-I	30.50	59.00	SILT	2

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
G2-I	59.00	88.80	SAND	3
G2-I	88.80	95.00	SILT	2
G2-I	95.00	101.20	SAND	3
G2-I	101.20	103.70	SILT	2
G2-I	103.70	104.50	KB	5
G2-I	104.50	105.50	HB	6
G2-I	105.50	106.50	HB	6
G2-I	106.50	107.50	HB	6
G2-I	107.50	108.20	HB	6
G2-I	108.20	109.20	SB	7
G2-I	109.20	113.20	SB	7
G2-I	113.20	114.20	HB	6
G2-I	114.20	115.20	HB	6
G2-I	115.20	116.20	HB	6
G2-I	116.20	117.20	HB	6
G2-I	117.20	118.20	HB	6
G2-I	118.20	119.20	HB	6
G2-J	0.00	5.20	SILT	2
G2-J	5.20	11.30	SAND	3
G2-J	11.30	14.15	SHAL	4
G2-J	14.15	22.30	SAND	3
G2-J	22.30	28.30	SHAL	4
G2-J	28.30	42.20	SILT	2
G2-J	42.20	69.70	SAND	3

G2-J	69.70	77.00	SHAL	4
G2-J	77.00	82.64	SAND	3
G2-J	82.64	82.98	KB	5
G2-J	82.98	83.70	HB	6
G2-J	83.70	84.81	HB	6
G2-J	84.81	85.50	HB	6
G2-J	85.50	86.35	HB	6
G2-J	86.35	93.80	SB	7
G2-J	93.80	97.50	DOL	8
G2-K	0.00	0.60	SAND	3
G2-K	0.60	1.58	SILT	2
G2-K	1.58	17.98	SAND	3
G2-K	17.98	24.07	SILT	2
G2-K	24.07	33.55	SAND	3
G2-K	33.55	36.80	SHAL	4
G2-K	36.80	47.70	SILT	2
G2-K	47.70	48.15	KB	5
G2-K	48.15	49.20	HB	6
G2-K	49.20	50.05	HB	6
G2-K	50.05	50.70	SB	7
G2-K	50.70	58.00	KB	5
G2-K	58.00	71.20	DOL	8

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
G2-L	0.00	3.50	SHAL	4
G2-L	3.50	17.80	SAND	3
G2-L	17.80	21.99	SHAL	4
G2-L	21.99	22.55	KB	5
G2-L	22.55	23.10	HB	6
G2-L	23.10	24.10	SB	7
G2-L	24.10	25.15	SB	7
G2-L	25.15	26.35	SB	7
G2-L	26.35	32.85	SB	7
G2-L	32.85	35.45	KB	5
G2-L	35.45	37.50	DOL	8
G2-M	0.00	13.18	SAND	3
G2-M	13.18	16.70	SHAL	4
G2-M	16.70	28.70	SILT	2
G2-M	28.70	55.20	SAND	3
G2-M	55.20	57.80	SILT	2
G2-M	57.80	74.33	SAND	3
G2-M	74.33	83.20	SILT	2
G2-M	83.20	86.20	SHAL	4
G2-M	86.20	87.60	SAND	3

G2-M	87.60	87.75	KB	5
G2-M	87.75	88.75	HB	6
G2-M	88.75	89.40	HB	6
G2-M	89.40	90.40	HB	6
G2-M	90.40	100.40	SB	7
G2-M	100.40	101.57	KB	5
G2-M	101.57	104.20	DOL	8
G2-N	0.00	8.10	SAND	3
G2-N	8.10	10.70	SHAL	4
G2-N	10.70	12.30	SAND	3
G2-N	12.30	13.30	SHAL	4
G2-N	13.30	28.40	SAND	3
G2-N	28.40	42.20	SHAL	4
G2-N	42.20	43.33	KB	5
G2-N	43.33	44.03	HB	6
G2-N	44.03	44.55	HB	6
G2-N	44.55	45.55	SB	7
G2-N	45.55	51.20	SB	7
G2-N	51.20	51.57	KB	5
G2-N	51.57	61.70	DOL	8
G2-O	0.00	14.00	SAND	3
G2-O	14.00	21.70	SILT	2
G2-O	21.70	27.10	SHAL	4
G2-O	27.10	28.65	KB	5
G2-O	28.65	29.80	HB	6
G2-O	29.80	30.80	HB	6

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
G2-O	33.80	34.90	HB	6
G2-O	34.90	35.90	HB	6
G2-O	35.90	36.90	HB	6
G2-O	36.90	37.90	HB	6
G2-O	37.90	38.90	HB	6
G2-O	38.90	39.90	HB	6
G2-O	39.90	41.00	HB	6
G2-O	41.00	41.60	HB	6
G2-O	41.60	48.10	SB	7
G2-O	48.10	48.65	KB	5
G2-O	48.65	52.00	DOL	8
G2-P	0.00	9.20	SAND	3
G2-P	9.20	12.20	SILT	2
G2-P	12.20	16.55	SAND	3
G2-P	16.55	17.90	SILT	2
G2-P	17.90	24.80	SAND	3

G2-P	24.80	29.90	SILT	2
G2-P	29.90	37.30	SAND	3
G2-P	37.30	40.60	SHAL	4
G2-P	40.60	42.50	SILT	2
G2-P	42.50	44.20	SHAL	4
G2-P	44.20	45.20	KB	5
G2-P	45.20	46.20	HB	6
G2-P	46.20	47.20	HB	6
G2-P	47.20	48.20	HB	6
G2-P	48.20	49.20	HB	6
G2-P	49.20	50.20	HB	6
G2-P	50.20	51.30	HB	6
G2-P	51.30	52.30	SB	7
G2-P	52.30	60.50	SB	7
G2-P	60.50	61.10	KB	5
G2-P	61.10	65.70	DOL	8
G2-W	0.00	3.50	ALU	1
G2-W	3.50	4.00	AL2	13
G2-W	4.00	7.00	AL2	13
G2-W	7.00	10.00	AL2	13
G2-W	10.00	12.00	AL2	13
G2-W	12.00	13.00	AL2	13
G2-W	13.00	16.00	AL2	13
G2-W	16.00	18.50	AL2	13
G2-W	18.50	19.00	AL2	13
G2-W	19.00	22.00	AL2	13
G2-W	22.00	24.00	AL2	13
G2-W	24.00	25.00	AL2	13

(geology) ادامه جدول ۳. اطلاعات فایل زمین شناسی

BHID	FROM	TO	ROCK	ROCK
G2-W	25.00	28.00	AL2	13
G2-W	28.00	30.00	AL1	12
G2-W	30.00	31.00	AL1	12
G2-W	31.00	34.00	AL1	12
G2-W	34.00	35.50	AL1	12
G2-W	35.50	37.00	AL1	12
G2-W	37.00	39.30	AL1	12
G2-W	39.30	40.50	AL1	12
G2-W	40.50	43.00	AL1	12
G2-W	43.00	44.00	KB	5
G2-W	44.00	47.00	HB	6
G2-W	47.00	49.00	SB	7

<i>G2-W</i>	<i>49.00</i>	<i>52.00</i>	<i>SB</i>	<i>7</i>
<i>G2-W</i>	<i>52.00</i>	<i>52.30</i>	<i>KB</i>	<i>5</i>
<i>G2-W</i>	<i>52.30</i>	<i>53.00</i>	<i>DOL</i>	<i>8</i>

(survey). جدول ۴. اطلاعات فایل قرارگیری گمانه‌ها در داخل زمین

<i>BHID</i>	<i>AT</i>	<i>BRG</i>	<i>DIP</i>
<i>1</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>3</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>4</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>5</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>6</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>7</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>8</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>24</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>103</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>140</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>219</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>220</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>221</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>222</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>223</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>236</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>142A</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>25A</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-4A-3</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-5A-2</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-6A-2</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-A</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>

(survey). ادامه جدول ۴. اطلاعات فایل قرارگیری گمانه‌ها در داخل زمین

<i>BHID</i>	<i>AT</i>	<i>BRG</i>	<i>DIP</i>
<i>G2-E</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-H</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-I</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-J</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-K</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-L</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-M</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-N</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>
<i>G2-O</i>	<i>0</i>	<i>0</i>	<i>90</i>

G2-P	0	0	90
G2-W	0	0	90
G2-i1	0	0	90
G2-i10	0	0	90
G2-i11	0	0	90
G2-i12	0	0	90
G2-i13	0	0	90
G2-i16	0	0	90
G2-i17	0	0	90
G2-i18	0	0	90
G2-i2	0	0	90
G2-i20	0	0	90
G2-i21	0	0	90
G2-i22	0	0	90
G2-i23	0	0	90
G2-i24	0	0	90
G2-i25	0	0	90
G2-i26	0	0	90
G2-i27	0	0	90
G2-i28	0	0	90
G2-i29	0	0	90
G2-i3	0	0	90
G2-i30	0	0	90
G2-i31	0	0	90
G2-i32	0	0	90
G2-i33	0	0	90
G2-i34	0	0	90
G2-i35	0	0	90
G2-i36	0	0	90
G2-i37	0	0	90
G2-i4	0	0	90
G2-i5	0	0	90
G2-i6	0	0	90
G2-i7	0	0	90
G2-i8	0	0	90
G2-i9	0	0	90

پیوست دو

نتایج حاصل از نرم افزار برای تغییر قیمت فروش

جدول ۱. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه (قیمت ۴۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۰۰ دلار).

گزینه	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
-------	---	---	---	---	---	---	---

1.92	1.92	1.92	3.74	2.85	1.74	1.30	نسبت باطله برداری
174,797	174,797	174,797	269,813	289,828	232,125	140,438	کل ماده معدنی (تن)
336,124	336,124	336,124	1,009,690	824,661	402,796	182,812	کل باطله (تن)
145 (0.40years)	145 (0.40years)	145 (0.40years)	224 (0.62years)	241 (0.66years)	193 (0.53years)	117 (0.32years)	عمر تخمینی (روز)
17,479,688	17,479,688	17,479,688	26,980,591	28,982,112	23,212,399	14,043,750	هزینه فرآوری (دلار)
1,269,640	1,269,640	1,269,640	3,204,257	2,783,407	1,575,542	799,391	هزینه استخراج (دلار)
20,089,884	20,089,884	20,089,884	31,550,427	33,776,665	26,580,625	15,965,285	درآمد (دلار)
1,340,557	1,340,557	1,340,557	1,365,579	2,011,146	1,792,684	1,122,144	سود (دلار)
1,289,567	1,289,567	1,289,567	1,262,123	1,869,767	1,705,451	1,092,863	ارزش خالص فعلی (\$)

جدول ۲. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی (قیمت ۴۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۰۰ دلار)

ارزش خالص فعلی (دلار)	سود (دلار)	درآمد (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	هزینه فرآوری (دلار)	عمر تخمینی (روز)	کل باطله (تن)	کل ماده معدنی (تن)	نسبت باطله برداری
1,062,836	1,101,272	17,714,682	1,407,272	15,206,138	126 (0.35years)	411,966	152,063	2.71

بخش شرقی تراز ۱۱۴۰

بخش غربی تراز ۱۱۶۰

جدول ۳. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه (قیمت ۴۴۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۰۰ دلار).

گزینه	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
نسبت باطله برداری	1.38	1.82	2.68	3.58	3.70	3.70	3.70
کل ماده معدنی (تن)	345,234	584,859	725,953	717,188	692,672	692,672	692,672
کل باطله (تن)	478,017	1,066,900	1,946,567	2,567,108	2,565,744	2,565,744	2,565,744
عمر تخمینی (روز)	287 (0.79years)	487 (1.34years)	604 (1.66years)	597 (1.64years)	577 (1.58years)	577 (1.58years)	577 (1.58years)
هزینه فرآوری (دلار)	34,523,438	58,485,568	72,593,671	71,716,892	69,265,404	69,265,404	69,265,404
هزینه استخراج (دلار)	2,037,428	4,103,530	6,671,409	8,226,180	8,163,536	8,163,536	8,163,536
درآمد (دلار)	40,422,501	69,026,542	86,815,894	86,616,159	83,761,562	83,761,562	83,761,562
سود (دلار)	3,861,636	6,437,444	7,550,814	6,673,087	6,332,622	6,332,622	6,332,622
ارزش خالص فعلی (\$)	3,626,069	5,744,991	6,459,720	5,687,071	5,420,747	5,420,747	5,420,747

جدول ۴. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی (قیمت ۴۴۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۰۰ دلار)

نسبت باطله برداری	کل ماده معدنی (تن)	کل باطله (تن)	عمر تخمینی (روز)	هزینه فرآوری (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	درآمد (دلار)	سود (دلار)	ارزش خالص فعلی (دلار)
4.30	553,125	2,379,179	460 (1.26years)	55,310,805	7,355,172	67,551,409	4,885,432	4,256,754

بخش شرقی تراز ۱۱۱۰

جدول ۵. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه (قیمت ۵۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۰۰ دلار).

گزینه	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
نسبت باطله برداری	1.55	2.45	3.51	4.91	4.99	4.99	4.99
کل ماده معدنی (تن)	411,328	756,328	944,297	1,017,281	1,055,859	1,055,859	1,055,859
کل باطله (تن)	638,613	1,852,113	3,312,257	4,998,264	5,270,113	5,270,113	5,270,113
عمر تخمینی (روز)	342 (0.94years)	630 (1.73years)	786 (2.16years)	847 (2.32years)	879 (2.41years)	879 (2.41years)	879 (2.41years)
هزینه فرآوری (دلار)	41,132,813	75,631,876	94,426,876	101,724,417	105,581,828	105,581,828	105,581,828
هزینه استخراج (دلار)	2,602,593	6,502,645	10,657,955	15,116,647	15,899,076	15,899,076	15,899,076
درآمد (دلار)	53,848,510	99,567,985	126,480,360	137,897,954	143,074,770	143,074,770	143,074,770
سود (دلار)	10,113,105	17,433,464	21,395,529	21,056,890	21,593,866	21,593,866	21,593,866
ارزش خالص فعلی (\$)	9,445,521	15,279,698	17,909,826	17,312,746	17,541,423	17,541,423	17,541,423

جدول ۶. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی (قیمت ۵۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۰۰ دلار)

نسبت باطله برداری	کل ماده معدنی (تن)	کل باطله (تن)	عمر تخمینی (روز)	هزینه فرآوری (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	درآمد (دلار)	سود (دلار)	ارزش خالص فعلی (دلار)
5.58	854,953	4,769,780	712 (1.95years)	85,491,704	14,146,895	116,823,219	17,184,621	14,306,578

بخش شرقی تراز ۱۱۰۰

بخش غربی ۱۱۲۰

پیوست سه

نتایج حاصل از نرم افزار برای تغییر هزینه فرآوری و قیمت فروش

جدول ۱. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه (قیمت ۳۸۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار).

گزینه	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
نسبت باطله برداری	0.39						
کل ماده معدنی (تن)	10,969						
کل باطله (تن)	4,323						
عمر تخمینی (روز)	9 (0.03years)						
هزینه فرآوری (دلار)	1,206,563						
هزینه استخراج (دلار)	37,300						
درآمد (دلار)	1,254,322						
به دلیل زیاد بودن هزینه ها نرم افزار اجرا نمی شود							

	10,460	سود (دلار)
	10,434	ارزش خالص فعلی (\$)

جدول ۲. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی (قیمت ۳۸۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار)

نسبت باطله برداری	کل ماده معدنی (تن)	کل باطله (تن)	عمر تخمینی (روز)	هزینه فرآوری (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	درآمد (دلار)	سود (دلار)	ارزش خالص فعلی (دلار)
به دلیل زیاد بودن هزینه‌ها نرم افزار اجرا نمی‌شود								

جدول ۳. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه (قیمت ۴۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار).

گزینه	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
نسبت باطله برداری	0.93	0.98	1.12	1.25	1.12	1.12	1.12
کل ماده معدنی (تن)	54,422	82,219	82,734	69,984	59,813	59,813	59,813
کل باطله (تن)	50,536	80,847	92,347	87,469	66,818	66,818	66,818
عمر تخمینی (روز)	45 (0.12years)	68 (0.19years)	68 (0.19years)	58 (0.16years)	49 (0.14years)	49 (0.14years)	49 (0.14years)
هزینه فرآوری (دلار)	5,986,406	9,044,063	9,100,781	7,698,281	6,579,375	6,579,375	6,579,375

312,791	312,791	312,791	389,392	432,472	402,137	258,611	هزینه استخراج (دلار)
7,110,272	7,110,272	7,110,272	8,314,687	9,851,756	9,789,207	6,470,028	درآمد (دلار)
218,106	218,106	218,106	227,014	318,503	343,008	225,011	سود (دلار)
215,091	215,091	215,091	223,201	312,397	336,919	222,690	ارزش خالص فعلی (\$)

جدول ۴. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی (قیمت ۴۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار)

نسبت باطله برداری	کل ماده معدنی (تن)	کل باطله (تن)	عمر تخمینی (روز)	هزینه فرآوری (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	درآمد (دلار)	سود (دلار)	ارزش خالص فعلی (دلار)
1.42	48,141	68,537	40 (0.11years)	5,295,469	289,081	5,727,214	142,664	140,985

بخش شرقی تراز ۱۱۶۰

بخش غربی ۱۱۹۰

جدول ۵. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه (قیمت ۴۴۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار).

گزینه	۱	۲	۳	۴	۵	۶	۷
نسبت باطله برداری	1.30	1.83	2.75	3.65	3.88	3.88	3.88
کل ماده معدنی (تن)	147,656	265,406	317,766	291,563	295,875	295,875	295,875
کل باطله (تن)	192,225	486,601	874,088	1,064,373	1,147,263	1,147,263	1,147,263

246 (0.68years)	246 (0.68years)	246 (0.68years)	242 (0.67years)	264 (0.73years)	221 (0.61years)	123 (0.34years)	عمر تخمینی (روز)
32,545,493	32,545,493	32,545,493	32,071,188	34,953,515	29,194,583	16,242,188	هزینه فرآوری (دلار)
3,614,915	3,614,915	3,614,915	3,394,361	2,975,631	1,867,588	840,326	هزینه استخراج (دلار)
37,891,438	37,891,438	37,891,438	37,296,199	40,431,284	33,215,165	18,398,035	درآمد (دلار)
1,731,030	1,731,030	1,731,030	1,830,650	2,502,138	2,152,995	192,225	سود (دلار)
1,592,478	1,592,478	1,592,478	1,690,630	2,314,441	2,031,521	1,279,790	ارزش خالص فعلی (\$)

جدول ۶. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی (قیمت ۴۴۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار)

ارزش خالص فعلی (دلار)	سود (دلار)	درآمد (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	هزینه فرآوری (دلار)	عمر تخمینی (روز)	کل باطله (تن)	کل ماده معدنی (تن)	نسبت باطله بردار ی
1,314,376	1,372,363	22,709,577	1,821,038	19,516,176	147 (0.41years)	551,449	177,422	3.11

بخش شرقی تراز ۱۱۴۰

بخش غربی ۱۱۷۰

جدول ۷. نتایج حاصل از نرم افزار برای هفت گزینه (قیمت ۵۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار).

گزینه	۷	۶	۵	۴	۳	۲	۱
نسبت باطله	4.37	4.37	4.37	4.07	2.93	2.08	1.41

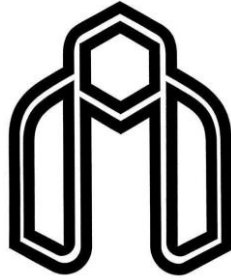
							برداری
895,969	895,969	895,969	867,469	840,563	681,797	388,594	کل ماده معدنی (تن)
3,916,822	3,916,822	3,916,822	3,528,350	2,462,501	1,416,499	548,772	کل باطله (تن)
746 (2.05years)	746 (2.05years)	746 (2.05years)	722 (1.98years)	700 (1.92years)	568 (1.56years)	323 (0.89years)	عمر تخمینی (روز)
98,553,724	98,553,724	98,553,724	95,419,036	92,459,757	74,997,066	42,745,313	هزینه فرآوری (دلار)
12,080,798	12,080,798	12,080,798	11,025,734	8,254,379	5,220,792	2,320,653	هزینه استخراج (دلار)
122,219,564	122,219,564	122,219,564	118,171,370	113,155,426	90,441,165	51,123,501	درآمد (دلار)
11,585,042	11,585,042	11,585,042	11,726,600	12,441,290	10,223,307	6,057,535	سود (دلار)
9,564,720	9,564,720	9,564,720	9,780,044	10,498,761	9,001,973	5,659,265	ارزش خالص فعلی (\$)

جدول ۸. نتایج حاصل از اجرای نرم افزار بدون در نظر گرفتن گزینه زیرزمینی (قیمت ۵۰۰ دلار و هزینه فرآوری ۱۱۰ دلار)

نسبت باطله برداری	کل ماده معدنی (تن)	کل باطله (تن)	عمر تخمینی (روز)	هزینه فرآوری (دلار)	هزینه استخراج (دلار)	درآمد (دلار)	سود (دلار)	ارزش خالص فعلی (دلار)
5.13	718,078	3,680,240	598 (1.64years)	78,985,810	11,055,309	99,231,854	9,190,735	7,761,687

بخش شرقی تراز ۱۱۰۰

بخش غربی ۱۱۳۰



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining Eng., Petroleum and Geophysics

**Optimization of Open pit - Underground Mining Limits of
Bauxite Jajarm Mine; Golbini II**

By
Seyyed Meqdad Asadi Amrei

Under supervision
of
Dr. Mohammad Ataei
Dr. Reza Khalo Kakaei

Consultant
Ramin Rezaeian

**A thesis submitted to graduate studies office
in partial fulfillment of requirement for the degree of
Master of Engineering
in
Mining Engineering**

March 2008

Abstract

Along with the development of technology, the low grade reserves are accepted as economical reserves. Nowadays high demand of raw materials and limitations of deposits, have forced us to extract orebodies more accurately and it requires a high attempt to reduce ore losses in mines.

Jajarm deposit is one of the biggest Bauxite deposits in Iran and it is placed at north-east of Jajarm city in Khorasan-e-Shomali province. Because of the high stripping cost of Golbini II mine (one of 13 mines in Jajarm deposit) there is no extraction in this mine. According to the previous underground experiment of mine 3, open pit-underground limit of Golbini II is studied. Determining optimum pit depth (open pit versus underground limit) of deep orebodies and possibility of open pit and underground extraction is one of the first decisions that should be made during designing process. In this thesis, by studying seven scenarios, open pit - underground limit of Golbini II mine of Jajarm bauxite mine is determined by Nilsson method. The objective of the model proposed by Nilsson is to choose a pit depth that will maximize the Net Present Value of orebody (both open pit and underground methods).

In order to provide input data of Maxipit software, the mine reserves were initially estimated by using Datamine version 2.1 software. It is estimated that, mine reserve is 4317984.375 tons (Kaolan, Shale and hard Bauxite) with mean grade of 41.47 percent. Seven geological models with bottom level of 1040, 1060, 1080, 1100, 1120, 1140 and 1160 for hard

bauxite are designed. Firstly, the geological models of different scenarios were imported to Maxipit and after cost, price, slope and time settings the fourth scenario (1100 level) was chosen as the optimum limit of Golbini II mine.