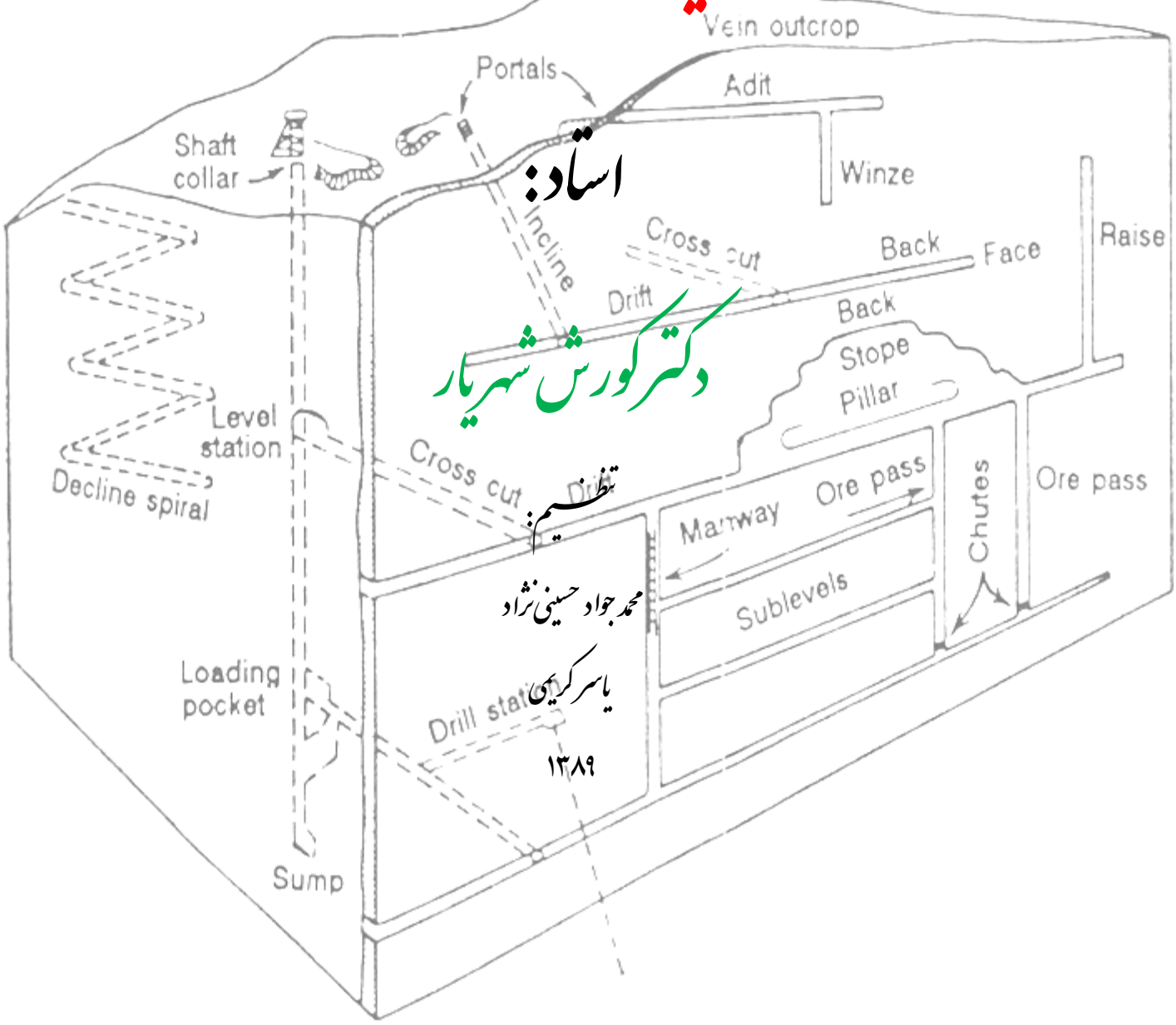
دانشگاه صنعتی امیرکبیر (پلی تکنیک تهران)

دانشکده مهندسی معدن

زیرزمینی پیشرفته



استاد:

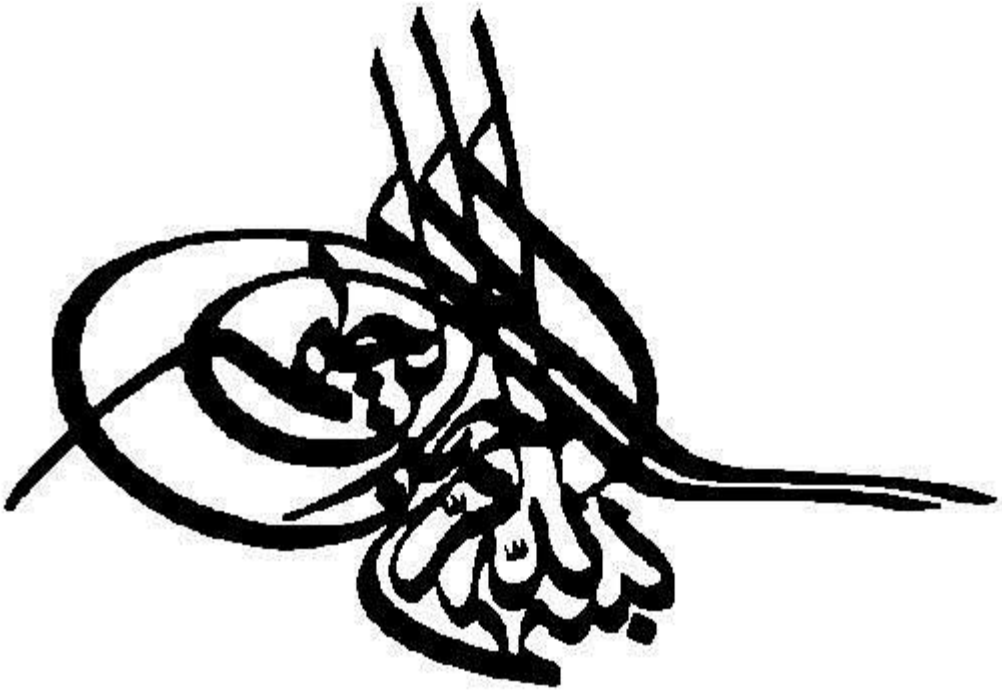
دکتر کورش شهریار

تنظیم:

محمد جواد حسینی نژاد

یاسر کریمی

۱۳۸۹



۱- فصل اول ۱۴
۱-۱- اهمیت معدن و صنایع معدنی از گذشته تا حال: ۱۴
۱-۲- اهمیت کنترل طبقه هابرای توسعه معدن وانرژی ۲۷
۱-۲-۱- فلزات و مواد معدنی استراتژیک ۲۸
۱-۲-۲- عرضه و تقاضای انرژی ۳۱
۲- فصل دوم ۴۱
۲-۱- مقدمه ۴۱
۲-۲- روند معدنکاری سطحی در مقایسه با زیر زمینی ۴۲
۲-۳- آماده سازی معدن ۴۴
۲-۴- بهره وری، بهره برداری از زمان، و هزینه های کارگری ۴۶
۲-۵- ایمنی –حوادث ناشی از کار ۵۰
۲-۶- ملاحظات زیست محیطی ۵۱
۲-۷- مصرف انرژی ۵۲
۲-۸- صرف مواد منفجره ۵۳
۲-۹- هزینه های استخراج ۵۴
۲-۹-۱- استخراج سطحی ۵۵
۲-۹-۲- استخراج زیرزمینی ۵۵
۲-۱۰- بازیابی ماده معدنی، عیار حد، و ترقیق ۵۸
۲-۱۱- ملاحظات کلی در انتخاب یکی از روشهای استخراج سطحی یا زیرزمینی ۵۹
۲-۱۲- مطالعه دو ذخیره معدنی ۶۲
۲-۱۳- استخراج یک ذخیره معدنی افقی با روش روباز یا زیرزمینی با در نظر گرفتن تغییر در ضخامت روباره: ۶۴
۲-۱۴- بهینه سازی عمق، در تبدیل از روباز به زیرزمینی ۶۸
۳- فصل سوم ۷۷
۳-۱- تعریف رقت ۷۷

۳-۱-۱-رقت از دیدگاه پوپوف و آگوشکوف ۷۷
۳-۱-۲-رقت از دیدگاه اسکوبل و موس ۷۸
۳-۲-انواع رقت ۷۹
۳-۲-۱-رقت نوع اول ۷۹
۳-۲-۲-رقت نوع دوم ۷۹
۳-۲-۳-رقت نوع سوم ۸۰
۳-۲-۴-رقت نوع چهارم ۸۰
۳-۳-عوامل موثر در ایجاد رقت ۸۰
۳-۳-۱-فاکتورهای زمین‌شناسی ۸۰
۳-۳-۲-فاکتورهای طراحی و مهندسی شامل: ۸۱
۳-۳-۳-فاکتورهای عملیاتی شامل: ۸۱
۳-۴-تأثیر رقت در فرآیندهای معدنکاری ۸۲
۳-۵-راه‌های کنترل و کاهش رقت ۸۴
۳-۵-۱-ملاحظات مهندسی شامل: ۸۴
۳-۵-۲-کنترل فنی و تکنولوژیکی تجهیزات و ماشین‌آلات شامل: ۸۴
۳-۵-۳-ابزارهای مدیریتی شامل: ۸۵
۳-۵-۴-آموزش شامل: ۸۵
۳-۶-ضایعات ماده معدنی در حین معدنکاری ۸۵
۳-۷-رده بندی و تعیین ضایعات ۸۷
۳-۸-ضریب کمال استخراج مواد معدنی ۹۱
۳-۹-تخمین رقت کانسنگ در حین معدنکاری ۹۲
۳-۱۰-ارزیابی ماده معدنی ۹۵
۳-۱۱-هزینه معدنکاری و ارزش کانسنگ: ۹۷
۴-فصل چهارم: باز کردن،آماده سازی و توسعه ذخیره برای معدنکاری ۱۰۱

۴-۱- تقسیم ذخیره به بخشها و اهمیت انجام این کار ۱۰۱
۴-۲- مراحل آماده سازی ۱۱۳
۴-۲-۱- ملزومات سطحی ۱۱۳
۴-۲-۲- مجوز معدنکاری ۱۱۳
۴-۲-۳- ارتباطات ۱۱۵
۴-۲-۴- نیروی برق ۱۱۹
۴-۲-۵- آب ۱۱۹
۴-۲-۶- نیروی کار ۱۲۱
۴-۲-۷- وضعیت فیزیکی عوارض زمین (توپوگرافی) ۱۲۲
۴-۲-۸- دفع پسماند ۱۲۲
۴-۲-۹- فاصله تا بازار فروش ۱۲۳
۴-۳- ملاحظات مربوط به بازکنندههای اولیه ۱۲۴
۴-۳-۱- زغال ۱۲۸
۴-۳-۲- کانسارهای فلزی ۱۲۸
۴-۳-۳- پیشرفت تکنولوژی ۱۲۹
۴-۴- طراحی رمپ ۱۳۹
۴-۴-۱- ابعاد رمپ ۱۴۳
۴-۴-۲- محدودیتهای رمپها ۱۴۵
۴-۵- تأثیر سیستمهای حمل مدرن ۱۴۶
۴-۶- عواملی که نیازمند چاه هستند ۱۵۰
۴-۷- موارد ویژه ۱۶۱
۴-۷-۱- معادن زغال و سایر کانسارهای لایهای ۱۶۱
۴-۷-۲- معدنکاری فلزی ۱۶۵
۴-۷-۳- ذخایر بزرگ فلزی ۱۶۷

۵- فصل پنجم: ۱۷۶
۵-۱- تاریخچه: ۱۷۶
۵-۲- طراحی پهنه ۱۸۰
۵-۲-۱- ابعاد پهنه ۱۸۰
۵-۳- عرض نهایی گالریهای پهنه ۱۸۲
۵-۴- ابعاد لنگه های زنجیری ۱۸۳
۵-۵- لنگه های حایل ۱۸۵
۵-۶- استخراج جبهه‌کار طولانی زغال ۱۸۶
۵-۷- استخراج جبهه‌کار طولانی دیگر مواد معدنی ۱۸۹
۵-۸- شرایط و محدودیت‌های معمول موجود در طراحی جبهه‌کار طولانی ۱۸۹
۵-۸-۱- ابعاد کانسار ۱۹۰
۵-۸-۲- ضخامت کانسار ۱۹۰
۵-۸-۳- شیب کانسار ۱۹۱
۵-۸-۴- روباره و یا کمر بالای بلافاصله ۱۹۱
۵-۸-۵- باریکه باریکه شدن ۱۹۲
۵-۸-۶- پتانسیل انفجار سنگ ۱۹۳
۵-۸-۷- پایداری نگهداری ۱۹۶
۵-۸-۸- کمربالای مصنوعی ۱۹۷
۵-۸-۹- نشست ۱۹۷
۵-۸-۱۰- مقررات و بازیابی ۱۹۸
۵-۸-۱۱- نیروی انسانی ۱۹۹
۵-۸-۱۲- تهویه ۲۰۰
۵-۸-۱۳- آب ۲۰۲
۵-۸-۱۴- جابه جایی مواد ۲۰۳

۵-۸-۱۵- خود سوزی ۲۰۴
۵-۹- تشریح تفصیلی ۲۰۴
۵-۹-۱- جبهه‌کار طولانی پسرو با ورودی‌های منفرد ۲۰۵
۵-۹-۲- استخراج تلفیقی متناوب (پسرو_ پیشرو) ۲۰۵
۵-۹-۳- پسرو منفرد ۲۰۷
۵-۹-۴- پسرو تأخیری ۲۰۹
۵-۹-۵- سیستم z ۲۱۱
۵-۱۰- انتخاب تجهیزات استخراج ۲۱۳
۵-۱۰-۱- انتخاب ماشین برش ۲۱۳
۵-۱۰-۲- انواع شیرر: ۲۱۴
۵-۱۰-۳- ابعاد شیرر ۲۱۶
۵-۱۰-۴- سرعت حرکت شیرر ۲۱۹
۵-۱۰-۵- انتخاب ناو زنجیری انعطاف‌پذیر ۲۲۱
۵-۱۰-۶- کنترل سقف ۲۲۶
۵-۱۰-۷- تعیین ظرفیت سیستم نگهداری ۲۲۷
۵-۱۰-۸- انتخاب نوع نگهداری ۲۲۹
۵-۱۱- اتوماسیون و کنترل از راه دور در جبهه کار طولانی ۲۳۰
۵-۱۱-۱- اتوماسیون و کنترل از راه دور شیرر ۲۳۱
۵-۱۱-۲- وضعیت کاربرد سیستم های کنترل از راه دور در جبهه کار طولانی ۲۳۴
۵-۱۲- انتقال جبهه کار ۲۳۵
۵-۱۲-۱- تدارکات قبل از جابجایی ۲۳۶
۵-۱۲-۲- تدارکات جابجایی ۲۳۶
۵-۱۳- کنترل طبقه در کارگاه جبهه کار طولانی ۲۳۸
۵-۱۳-۱- مکانیک طبقات در استخراج جبهه کار طولانی ۲۳۹

۵-۱۳-۲- تعیین اندازه لنگههای زنجیری ۲۴۰
۵-۱۳-۳- پایداری بازکننده ۲۴۸
۵-۱۴- طول جبهه کار طولانی ۲۴۸
۶- فصل ششم ۲۵۲
۶-۱- تاریخچه تکامل و توسعه مکانیزاسیون در معادن زغال ۲۵۲
۶-۲- ماشین‌های زغالبر هاواژ ۲۵۵
۶-۲-۱- ماشین‌های هاواژ مخصوص جبهه کار طولانی ۲۵۵
۶-۲-۲- ماشین‌های هاواژ جبهه کار کوتاه ۲۵۶
۶-۲-۳- تعیین طول بازو ۲۵۷
۶-۳- ماشین حفر زغال کارگاههای جبهه کار طولانی ۲۵۷
۶-۴- مقایسه بین رنده و شیرر- لودر ۲۵۹
۶-۵- ماشین‌های زغالبر طبلکی شیرر ۲۶۲
شیررهای با طبلک ثابت ۲۶۲
۶-۶- رنده‌ها ۲۶۳
۶-۶-۱- عوامل مؤثر در راندمان رنده ۲۶۶
۶-۷- فاکتورهائی که بایستی در انتخاب و بکارگیری ماشین‌های حفر زغال در نظر گرفته شوند: ۲۶۷
۶-۸- تعیین قابلیت حفر زغال ۲۶۸
۶-۹- روشهای تعیین قابلیت حفاری ۲۷۶
۷- فصل هفتم ۲۸۷
۷-۱- مقدمه ۲۸۷
۷-۲- مشخصات هندسی روش اتاق و پایه ۲۸۷
۷-۳- فاکتورهای مؤثر در پایداری معادن اتاق و پایه ۲۹۲
۷-۳-۱- توزیع تنش در پایهها ۲۹۲
۷-۴- سیستم سقف/پایه / کف ۲۹۴

۷-۵- تعیین مقاومت لنگه ۲۹۶
۷-۵-۱- روابط تعیین مقاومت لنگه: ۲۹۷
۷-۵-۲- تعیین بار وارد بر لنگه ۳۰۳
۷-۵-۳- مقایسه فرمولهای تعیین بار وارد بر لنگه ۳۰۵
۷-۵-۴- فرآیند طراحی لنگه ۳۰۶
۷-۵-۵- تحلیل پایداری کف ۳۱۰
۷-۶- شکست تیر سقف: ۳۱۳
۷-۷- ارزیابی پایداری سقف به صورت یک تیر: ۳۱۵
۷-۸- مقاومت پایه ها (مطالعه موردی): ۳۱۷
۷-۹- توضیحاتی در مورد فرمولهای مقاومت لنگه: ۳۲۰
۸-فصل هشتم ۳۲۵
۸-۱- روش استخراج اوگر ۳۲۵
۸-۲- روش استخراج دیواره بلند ۳۲۶
۸-۲-۱- مقدمه ۳۲۶
۸-۲-۲- سیستم استخراج دیواربلند ۳۲۷
۸-۲-۳- نسبت استخراج ۳۲۹
۸-۲-۴- چالشهای کنترل زمین ۳۳۴
۹- فصل نهم ۳۳۷
۹-۱- مقدمه: ۳۳۹
۹-۲- تعریف لایه‌های ضخیم زغال در آفریقای جنوبی: ۳۳۹
۹-۳- اهمیت لایه‌های ضخیم در آفریقای جنوبی: ۳۴۴
۹-۴- طبقه بندی روش‌های استخراج لایه‌های ضخیم زغال: ۳۴۷
۹-۵- توصیف روش‌های معمول معدنکاری در لایه‌های ضخیم: ۳۵۱
۹-۵-۱- روش استخراج اتاق و پایه: ۳۵۲

۹-۵-۲- استخراج جبهه کار طولانی سنتی: ۳۵۶
۹-۵-۳- روش استخراج جبهه کار طولانی با چند برش: ۳۵۸
۹-۵-۴- استخراج جبهه کار طولانی ناهمزمان چند برشی: ۳۶۳
۹-۵-۵- روش استخراج جبهه کار طولانی به همراه تخریب: ۳۶۹
۹-۵-۶- روش استخراج هیدرولیکی: ۳۷۳
۹-۶- روش‌های معدنکاری در زغال بر اساس روش‌های استخراج معادن فلزی: ۳۷۶
۹-۶-۱- روش کارگاه باز (شکل ۹-۱۱): ۳۷۷
۹-۶-۲- روش تخریب در طبقات فرعی (شکل ۹-۱۲): ۳۷۸
۱۰- فصل دهم ۳۸۸
۱۰-۱- مقدمه ۳۸۸
۱۰-۲- اصول کلی جریان ثقلی ۳۹۴
۱۰-۲-۱- فاکتورهایی که جریان ثقلی را کنترل می‌کند ۳۹۵
۱۰-۲-۲- تئوری ساده شده ۴۰۱
۱۰-۲-۳- کاربرد خاص برای روش تخریب در طبقات فرعی ۴۰۷
۱۰-۲-۴- تحقیقات آزمایشگاهی و آزمایش‌های برجا ۴۲۰
۱۰-۳- راهبردهای عملی طراحی ۴۲۲
۱۰-۳-۱- ابعاد بیضوی استخراج ۴۲۳
۱۰-۳-۲- فاصله قائم دریفت‌های طبقه فرعی ۴۲۵
۱۰-۳-۳- فاصله افقی دریفت‌های طبقه فرعی ۴۲۶
۱۰-۳-۴- ضخامت برش آتشباری شده ۴۲۸
۱۰-۳-۵- شیب پیشانی جبهه کار ۴۲۹
۱۰-۳-۶- استخراج و ترقیق ۴۳۰
۱۰-۳-۷- پایداری بازکننده ۴۳۳
۱۰-۳-۸- فاصله‌داری قائم دریفت‌های طبقه فرعی ۴۳۵

۱۰-۳-۹- فاصله افقی دریفت‌های طبقه فرعی..... ۴۳۶
۱۰-۳-۱۰- شیب جبهه کار..... ۴۳۹
۱۰-۳-۱۱- استخراج و ترقیق..... ۴۳۹
۱۰-۳-۱۲- پایداری بازکننده..... ۴۴۲
۱۰-۴- روش تخریب در طبقات فرعی بزرگ مقیاس..... ۴۴۵
۱۰-۵- روش تخریب در طبقات فرعی طولی:..... ۴۴۹
۱۰-۶- ترکیب روش تخریب در طبقات فرعی با سایر روش‌ها:..... ۴۵۰
۱۰-۷- تأثیرات سطحی روش تخریب در طبقات فرعی..... ۴۵۳
۱۰-۷-۱- شکل، اندازه و گسترش آشفتگی..... ۴۵۳
۱۰-۸- سایر مسائل..... ۴۵۵
۱۰-۸-۱- آشفتگی حرکت در جریان ثقلی..... ۴۵۵
۱۰-۸-۲- روش تخریب در طبقات فرعی به همراه فواصل عمودی بزرگ بین طبقات فرعی..... ۴۵۶
۱۰-۸-۳- اهمیت هندسه دقیق روش تخریب در طبقات فرعی..... ۴۵۸
۱۰-۹- تأثیرات سطحی روش تخریب در طبقات فرعی..... ۴۶۰
۱۰-۹-۱- شکل، اندازه و گسترش آشفتگی..... ۴۶۰
۱۱- فصل یازدهم..... ۴۶۴
۱۱-۱- کلیات..... ۴۶۴
۱۱-۲- ملاحظات روشهای معدنکاری..... ۴۶۵
۱۱-۳- تکنیکهای انتخاب روش..... ۴۷۳
۱۱-۳-۱- بشکوف - رایت..... ۴۷۴
۱۱-۳-۲- هارتمن..... ۴۷۵
۱۱-۳-۳- موریسون..... ۴۷۵
۱۱-۳-۴- لابشر..... ۴۷۵
۱۱-۳-۵- نیکلاس..... ۴۷۶

۱۱-۳-۶- مثالی برای کاربرد روش‌های انتخابی ۴۸۱
۱۱-۴- مراحل فرآیند انتخاب ۴۸۹
۱۱-۴-۱- مرحله ۱: اکتشافات اولیه ۴۸۹
۱۱-۴-۲- مرحله ۲: حفاری توسعه‌ای و امکان سنجی ۴۹۱
۱۱-۴-۳- مرحله ۳: طراحی ۴۹۴
۱۱-۴-۴- مرحله چهار- اصلاح در مرحله تولید ۵۰۴
۱۱-۴-۵- مرحله ۵: پایان عمر معدن ۵۰۶
۱۱-۵- خلاصه ۵۰۶
۱۲- فهرست منابع ۵۰۸

فصل اول

اهمیت معدن و صنایع معدنی

از گذشته تا حال

۱- فصل اول

۱-۱- اهمیت معدن و صنایع معدنی از گذشته تا حال:

رسالتی که بر عهده بخش‌های معادن خصوصی و دولتی و دانشگاه‌ها و مراکز تحقیقاتی دارای دانشکده-های صنایع معدنی است همانا اعتلای روزافزون معدن و صنایع معدنی و استفاده بهتر از نعمت های خدادادی می‌باشد. به‌طوری‌که مستحضر هستید منابع معدنی جزو منابع تجدیدناپذیر طبیعت بوده که خداوند بر ما انسان‌ها ارزانی داشته است و از آنجایی که این منابع تجدیدناپذیر هستند. بر ماست تا بتوانیم آن را به نحوی استخراج نماییم تا کمترین مقدار ضایعات با حداکثر سود و ایمنی حاصل شود. برای دسترسی به این اهداف قبل از هر چیز نیاز به نیروهای انسانی کارآمد، لایق و به روز می‌باشد. به طوری‌که از نوشته‌های تاریخی بر می‌آید معدن‌کاری از صنایع بسیار قدیمی بوده که انسان برای به دست آوردن مواد خام به آن رو آورده است و به‌نظر بعضی‌ها همه چیز با معدنکاری شده است. با نگاهی به گذشته، حال و آینده معدنکاری می‌توان تصویر روشن‌تری از نیازهای مربوط به منابع انسانی در این صنعت به‌دست آورد.

در گذشته‌های بسیار دور معدنکاری، دستی و یا با استفاده از آلات و ادوات سنگی، چوبی و یا استخوان و شاخ حیوانات و یا با به‌کارگیری آتش و ریختن آب بر روی سنگ‌ها صورت می‌گرفت و در این راه از نیروی برده به عنوان نیروی کار استفاده می‌شد. شرایط کار بسیار مشکل و معدن‌کاری نیز شغل مطلوبی نبود. بعدها با تغییر شرایط و رشد تجارت و صنایع، معدنکاری شکل علمی‌تری به خود گرفت و به عنوان یک شغل بسیار با اهمیت و آبرومند تلقی شد. اهمیت معدنکاری در حیات بشر آن‌قدر زیاد و مهم بوده که اعصار تاریخی همگی به‌نام مواد معدنی و یا موادی که ریشه در دل زمین داشته‌اند نامگذاری شده است: مثل عصر حجر (تا ٤٠٠٠ سال قبل از میلاد)، عصر برنز (١٥٠٠- ٤٠٠٠ سال قبل از میلاد)، عصر آهن (١٥٠٠ سال قبل از میلاد تا ١٧٨٠ سال بعد از میلاد)، عصر فولاد (از ١٧٨٠ تا ١٩٤٥)،

عصر اتم (از ۱۹٤٥ تا حال) و غیره. افزایش سطح رفاه و افزایش جمعیت دنیا و پیدایش زمینه‌های جدید به‌کارگیری کانه‌ها و فلزات باعث افزایش تولید مواد معدنی گردید. به‌طوری‌که امروزه بیشتر از ۲۲ میلیارد تن مواد معدنی در سطح دنیا تولید می‌شود (بدون احتساب مقدار نفت و گاز). که ارزش سالانه آن حدود ۲ تریلیون دلار تخمین زده می‌شود. برای اکتشاف ذخایر معدنی جدید جهت جایگزین کردن با معادن استخراج شده و تمام شده سالانه حدود ۳/۸ میلیارد دلار هزینه می‌شود، و به‌نظر می‌رسد نیاز جامعه بشری به مواد معدنی در سال ۲۰۲۵ به ۳۵ میلیارد و در سال ۲۰۵۰ به ٥٤ میلیارد تن برسد.

مقدار تولید مواد معدنی مختلف در سطح دنیا بر اساس آمار ۲۰۰۳ در جدول۱- ۱ ارائه شده است.

جدول ۱-۱- مقدار تولید مواد معدنی مختلف

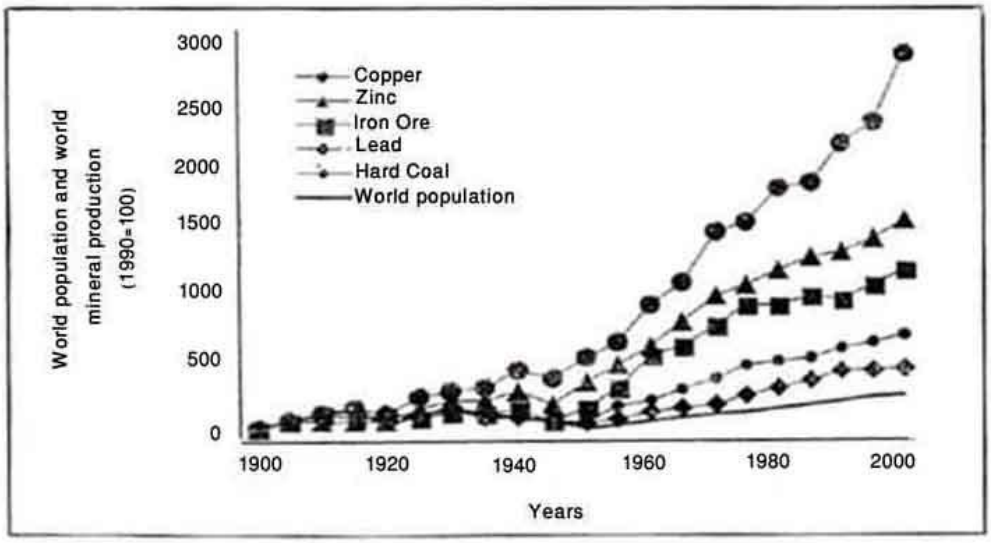
مواد خام انرژی (زغال و لیگنیت)	٥ میلیارد تن
مواد معدنی مربوط به صنایع فولاد	۱/۲میلیارد تن
کانه‌های غیر آهنی	۲۰۰ میلیون تن
سنگ ساختمانی ونما	٤ میلیارد تن
شن و ماسه	۱۰ میلیارد تن

به‌عبارت دیگر با در نظر گرفتن جمعیت دنیا در سال ۲۰۰۳ یعنی ٦/۳۰٥ میلیارد نفر به‌طور متوسط در سال هر نفر ۳/۸ تن مواد معدنی مصرف کرده است. هر چند این مقدار مصرف برای شهروندان کشورهای پیشرفته و در حال توسعه یکسان نیست ولی مقدار مصرف مواد معدنی را می‌توان یک معیار پیشرفتگی تلقی کرد. به طوری‌که هر شهروند آمریکایی در سال ۲۳ تن کانی‌های مختلف را مصرف می نماید. بررسی‌ها نشان می‌دهد که کشورهای صنعتی پیشرفته بیشتر از کشورهای در حال توسعه مواد معدنی مصرف می‌کنند. اروپای غربی، آمریکای شمالی، ژاپن و استرالیا با ۱۵٪ جمعیت دنیا $\frac{1}{3}$ تا $\frac{2}{3}$ مواد معدنی جهان را مصرف می‌کنند.

در فاصله سال‌های ۱۹۰۰-۱۷۵۰ جمعیت دنیا دو برابر شده در صورتی‌که مصرف مواد معدنی ۱۰ برابر افزایش یافته است. در سال ۲۰۰۰-۱۹۰۰ این افزایش شتاب بیشتری یافته است. با توجه به شکل ۱- ۱ می‌توان دریافت که در قرن گذشته جمعیت دنیا ۳/٦ برابر رشد یافته است در صورتی‌که مصرف بعضی از مواد معدنی به شرح زیر افزایش یافته است:

زغال ۵ برابر، سرب ۱۱ برابر، روی ۱۷ برابر، مس ۲۸ برابر، نیکل ۱٤۰ و آلومینیوم ٤۰۰۰ برابر.

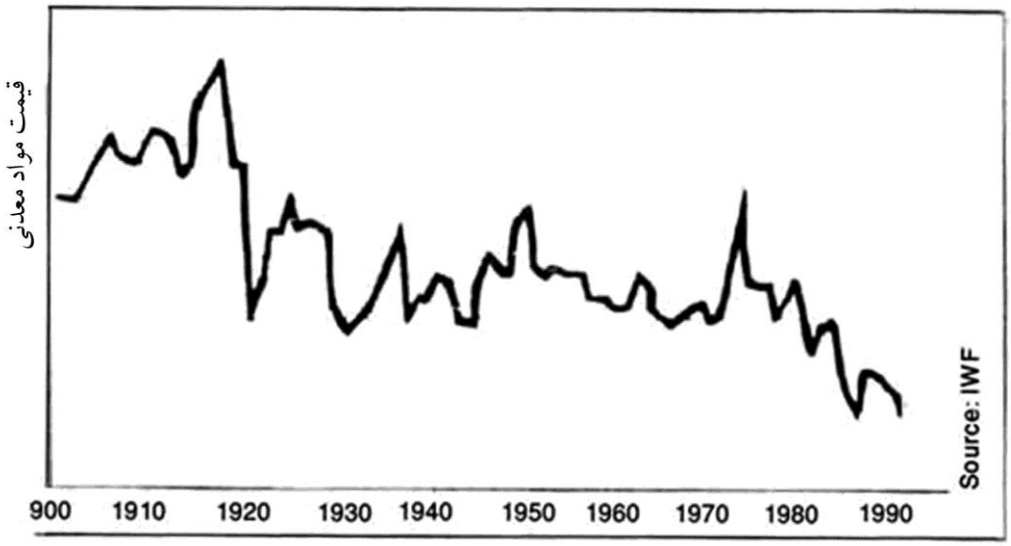
به عبارت دیگر رشد مصرف مواد معدنی همیشه از رشد جمعیت دنیا بیشتر بوده و این روند سال‌ها ادامه خواهد داشت. نیاز جامعه یکی از عوامل رشد صنایع معدنی بوده است.



شکل ۱- ۱- روند افزایش جمعیت دنیا و مصرف مواد معدنی

دومین عامل در رشد تکنولوژی معدن‌کاری تمرکز فعالیت‌های معدنی بین چند شرکت بزرگ چند ملیتی است که این روند با توجه به جهانی شدن سرعت بیشتری پیدا کرده است. و این امر تمایل به عملیات معدنی بزرگ مقیاس را تسریع می‌بخشد.

سومین عامل رشد تکنولوژی در صنایع معدنی، روند رو به کاهش قیمت مواد معدنی است. به غیر از چند مورد استثناء قیمت واقعی مواد معدنی به‌طور پیوسته کاهش یافته است. روند مزبور برای بیشتر از ۵۰ نوع کانه در شکل ۱- ۲ نشان داده شده است (به غیر از زغال).



شکل ۱- ۲- قیمت واقعی کانه‌های معدنی (به غیر از نفت و زغال) بین سال‌های ۹۲- ۱۹۰۰

این امر باعث شده است که تکنولوژی روند خاصی را به شرح زیر پیدا کند:

افزایش بهره‌وری با به‌کارگیری تجهیزات و ماشین‌آلات معدنی بهتر.

بهبود ناشی از توجه به معدن‌کاری به‌صورت یک سیستم.

بهبود در ایمنی معادن.

به‌کارگیری روش‌های استخراج با سازگاری بیشتر با محیط زیست.

به‌کارگیری روش‌های اکتشاف با تکنولوژی پیشرفته و هزینه‌های زیاد.

از طرف دیگر بیشتر از ۳۰۰ میلیون نفر در سطح دنیا زندگی خود را از طریق معدن‌کاری و یا صنایع وابسته تأمین می‌کنند.

بدیهی است با جهت‌گیری صنایع معدنی در راستای فوق دیگر نه مدیریت و نه اجرای عملیات معدنی توسط پرسنل ساده وسنتی امکان‌پذیر نبوده و برای اداره آن بایستی از انسان‌های با دانش فنی

بالا[1]بهره گرفت. برای دست‌یابی به مهارت‌های جدید سیستم آموزش معدن‌کاری بایستی دگرگونی اساسی پیدا کرده تا معدنکار بتواند مسئولیت‌های حرفه‌ای و اخلاقی خود را به نحو احسن بر عهده بگیرد.

در این‌جا برای تأکید بیشتر به امر آموزش مهندسی معدن بهتر است پیشنهاد اگری‌کولا[2] را در این خصوص عیناً یادآور شد.اگری‌کولا در کتاب مشهور[3] خود که اولین کتاب مرجع معدن‌کاری بوده و در رشد و اعتلای معدن‌کاری سهم بسیار مهمی را داشته است و در سال ۱۵۵٦ منتشر شده می‌نویسد:

علوم و هنرهایی وجود دارد که معدن‌کار بایستی با آن آشنا باشد از جمله:

او باید فلسفه بداند، تا بتواند منشاء، نحوه و محل تشکیل منابع زیرزمینی را تخمین زده و در حفاری ها زودتر به نتیجه برسد.

او باید با علم پزشکی آشنا باشد، تا بتواند پرسنل خود را در مقابل امراض شغلی خاص معدنکاری که در صنایع دیگر شایع نیست حفاظت نماید.

او باید آسترونومی بداند، تا بتواند با استفاده از روش‌های جهت‌یابی جهت و امتداد رگه‌ها و لایه‌های معدنی را تشخیص دهد.

او باید نقشه‌برداری بداند، تا بتواند محل دقیق کارهای معدنی و محل تقاطع آنها را در زیرزمین تعیین نموده و محدوده و مرز معدن را مشخص نماید.

او باید حسابداری و محاسبه بداند، تا بتواند هزینه‌های مربوطه به عملیات‌های مختلف را برآورد کرده و اقتصادی‌ترین آنها را انتخاب نماید.

1.Knowledge Workers
2. Agricola
3. De Re Metallica

او باید معماری بداند، تا بتواند بعضی ماشین‌آلات و یا کارهای معدنی را بسازد. و یا روش ساخت آن را به دیگران یاد دهد.

او بایدنقشه‌کشی بداند، تا بتواند نقشه دستگاه‌ها و ماشین آلات را بکشد. و در نهایت او باید با علم حقوق آشنا باشد تا ضمن دفاع از حقوق خو د به حقوق دیگران نیز تجاوز ننماید.

حرف‌های آگری‌کولا امروزه بعد از حدود ٤٥٠ سال هنوز اعتبار خود را حفظ کرده است علی‌رغم این که پیشرفت‌های بسیار قابل توجهی در علم و تکنولوژی صورت گرفته استبینیاوسکی[1] از اساتید به‌نام معدن‌کاری می‌گوید: علم در ٤٠ سال گذشته بیشتر از ٤٠٠٠ سال قبل پیشرفت کرده است. لفظ معدن-کار[2]در این متن هم به‌عنوان صاحب معدن و هم به‌عنوان مدیر معدن یعنی کسی که عملیات معدنی را رهبری می‌کند، تعبیر می‌شود. یعنی یک معدن‌کار علاوه بر آشنایی با فنون حرفه‌ای بایستی یک مدیر و رهبر[3] عملیات نیز باشد.

تعریف ساده فوق به همراه، روند جهانی شدن در آموزش مهندسی و صنایع معدنی می‌تواند ساختار کیفی مهندسی معدن و کیفیت آموزشی آن را شکل دهد. در حین تغییر ساختار و شکل‌دهی جدید آموزش نیروی انسانی، فاکتورهای زیر بایستی مد نظر قرار گیرد.

- تغییرات سریع در صنعت و تکنولوژی به مهارت‌های جدید نیاز خواهد داشت.
- فشارهای وارده جهت افزایش بهره‌وری و کاهش قیمت‌ها افزایش خواهد یافت.
- شرایط استخراج مواد معدنی روز به روز مشکل‌تر می‌شود (به‌علت افزایش عمق).
- جامعه انتظارات بیشتری را از صنایع معدنی برای رهایی از فقر و دست‌یابی به ثروت دارد.

1.Bienawski
2.Miner
3. Leader

- شرکت‌های موفق به نیروهای توان‌مندی که به‌طور مستمر بتوانند مهارت‌های جدید بیاموزند نیاز خواهند داشت.

- صنایع معدنی به تنوع بیشتری از فارغ‌التحصیلان انعطاف‌پذیر نیاز دارند.

هر چند معدن‌کاری باعث افزایش رفاه عمومی، تولید ثروت و شغل می‌شود، ولی همراه خود بعضی جنبه‌های منفی از جمله تخریب محیط زیست، شرایط محیط کار بسیار سخت، دشوار و نه چندان ایمن وبهداشتی، و بعضی جنبه‌های منفی اجتماعی- فرهنگی را در بر خواهد داشت. برای افزایش تأثیر جنبه های مثبت آن و به حداقل رساندن جنبه‌های منفی لازم است تمهیدات زیر در نظر گرفته شود:

۱- انگیزه و علاقه واقعی برای پیشرفت علمی و توسعه اقتصادی- اجتماعی ایجاد شود.

۲- جامعه به این باور برسد که می‌تواند با توکل به خداوند، اعتماد به نفس و تکیه بر خود و استفاده از علم و دانش به خواسته‌های واقعی خود برسد.

۳- جامعه به این باور برسد که می‌تواند با پشتکار و صداقت در کار، رفتار و گفتار، دقت در کار، قانون گرایی و مراعات حقوق دیگران، برخورد علمی با مسائل و رعایت نظم، حفاظت از محیط زیست و صرفه‌جویی در منابع طبیعی و با تحول در شیوه آموزش، تربیت نیروی انسانی کارآمد و ترویج و توسعه صنایع مبنی بر تحقیق، بر مشکلات فائق آمده و موانع توسعه را بر چیند. در آفریقا هر روز صبح که شیرها از خواب بیدار می‌شوند می‌دانند که برای ادامه حیات بایستی از کندترین غزال‌ها تندتر بدوند و غزال‌ها نیز می‌دانند که برای این‌که شکار شیرها نشوند بایستی از تندترین شیرها تندتر بدوند. فرقی نمی‌کند که ما شیر باشیم یا غزال، بایستی بدانیم که هر روز باید تندتر بدویم.

وجود بیش از ٦٠ نوع ماده معدنی در ایران با ذخیره‌ای بالغ بر ۵۳ میلیارد تن (۳۷ میلیارد تن ذخیره قطعی) که شامل ۳ درصد ذخایر سرب، ٤/٥ درصد ذخایر روی، ۳/۲ درصد ذخایر مس، ۱/٤ درصد ذخایر سنگ‌آهن دنیا است باعث شده هرگونه سرمایه‌گذاری در ایران به لحاظ شرایط خاص زمین‌شناسی و شرایط روز اقتصادی توجیه‌پذیر باشد.

ایران در زمینه تولید برخی مواد معدنی سهم قابل توجهی از تولید جهانی را به خود اختصاص می دهد (جدول ۱– ۲). در زمینه سنگ‌های تزئینی و نما به‌دلیل نوع و تنوع رنگی از جایگاه بی‌نظیری در جهان برخوردار است و به لحاظ میزان تولید سنگ‌های تزئینی با تولید بیش از ۱۲ میلیون تن در ردیف سه کشور اول جهان قرار دارد. در کشورمان مواد معدنی زیربنای صنعت به‌شمار می‌رود و تقریباً تمام مواد معدنی مورد نیاز صنعت، داخل کشور تولید می‌شود. به‌عنوان مثال تولید ٤٠ میلیون تن سیمان در سال مستلزم استخراج و تولید بیش از ٦٠ میلیون تن ماده معدنی است.

در برخی موارد کشور ایران از صادرکنندگان مواد معدنی و فلزی نیز به‌شمار می‌رود. هم‌اکنون در بیش از ۳ هزار معدن فعال در کشور حدود ۲۰۰ میلیون تن ماده معدنی در سال تولید می‌شود. پیش‌بینی تولید در خصوص برخی از اقلام اساسی در بخش معدن و صنایع معدنی شامل تولید ۲۰ میلیون تن سنگ‌آهن، یک میلیون و ۸۰۰ هزار تن زغال‌سنگ، ۲۰۰ هزار تن مس کاتد، ۲۵۲ هزار تن شمش آلومینیوم در سال ۱۳۸٦ است. تولید شمش روی در ایران به‌دلیل وجود ذخایر با ارزش روی در کشور تا پایان سال ۱۳۸۸، ۲۲۰ هزار تن پیش‌بینی می‌شود که دست‌یابی به این رقم، ایران را در ردیف ۱۷ کشور تولید کننده این محصول قرار می‌دهد.

وجود ذخایر قطعی ۱۰ میلیون تن بنتونیت، ۱۰ میلیون تن باریت، ۲۵۰ میلیون تن پرلیت و ۳/۲ میلیارد تن سنگ‌آهن، ایران را در جایگاه ویژه‌ای برای این مواد معدنی قرار داده است.سهم بخش معدن

در تولید ناخالص ملی[1] ۱/۱ تا۱/۵ درصد تعیین می‌شود. این در حالی است که با توجه به نرم‌های جهانی ایران می‌باید حداقل بیش از یک درصد از تولید جهانی مواد معدنی را در اختیار داشته باشد که در این-صورت استخراج سالانه مواد معدنی کشور می‌بابد به حدود ۵۰۰ میلیون تن برسد این امر در صورتی محقق خواهد شد که بخش معدن، که از بخش‌های مهم و کلیدی تولید در کشور محسوب می شود مورد حمایت جدی قرار گیرد.

وجود منابع و ذخایر عظیم و متنوع معدنی حاکی از این واقعیت است که به رغم سرمایه‌گذاری انجام شده بخش معدن تاکنون جایگاه واقعی خود در اقتصاد کشور را به‌دست نیاورده است و برای نیل به هدف توجه کافی به سرمایه‌گذاری داخلی و خارجی، تأمین تکنولوژی و ماشین‌آلات معدنی، الزام به برخورداری از توان فنی و اقتصادی در معدن‌کاری و جلوگیری از تفکیک و تقسیم غیرعلمی معادن، فرهنگ سازی صنعت معدن‌کاری در ایران و حل مسائل اجتماعی این حرفه با اولویت نسبت به سایر مسائل، نهادینه کردن حمایت دولت از بخش معدن، پایین آوردن قیمت تمام شده جهت وجود امکان رقابت و اجرای دقیق قانون ضروری است. نگاهی به صادرات بخش معدن و صنایع معدنی (جدول ۱-۲ و ۱-۳) گویای عدم موفقیت در برخی موارد است که علل صادرات ناموفق را می‌توان فقدان نام و نشان تجاری[2]، بالا بودن قیمت تمام شده، کاهش قدرت رقابت‌پذیری در بازارهای هدف، کمبود ماشین آلات و فرسوده بودن ماشین‌آلات موجود، افزایش هزینه‌های حمل و نقل و عدم استفاده از فناوری‌های جدید نام برد.

در ادامه برای مقایسه بهتر آمار مواد معدنی در جهان و ایران در سال‌های ۲۰۰۰ و ۲۰۰۶ آورده شده است.

1. Gross Domestic Product
2. Brand

جدول ۱- ۲- آمار مواد معدنی در ایران و جهان و رتبه ایران (مرحوم بصیر،۲۰۰۰)

ماده معدنی	تولید جهانی	بزرگترین تولید کننده (تن)	تولید ایران (تن)	رتبه ایران
آلومینیوم	۱۹۱۹۶۰۳۲	آمریکا ۳۳۰۰۰۰۰	۲۲۰۰۰۰	۱۸
آرسنیک	۱۵۳۲۱	شیلی ۵۸۰۰	۳۰	۱۰
آزبست	۲۵۲۳۸۰۸	روسیه ۷۸۰۰۰۰	۴۳۰۰۰	۹
باریت	۵۰۵۲۹۱۵	چین ۱۸۰۰۰۰۰	۱۸۰۰۰۰	۶
بوکسیت	۱۱۰۵۲۲۸۴۰	استرالیا ۴۱۵۰۰۰۰۰	۴۷۰۰۰	۲۱
بنتونیت	۹۵۸۱۰۱۰	آمریکا ۳۷۵۰۰۰۰	۳۳۰۰۰	۲۳
بیسموت	۲۷۹۸	مکزیک ۹۸۰	–	–
بر	۲۵۱۹۴۵۲	ترکیه ۱۲۲۰۰۰۰	۱۵۰۰	۸
کادمیم	۱۶۶۷۶	ژاپن ۲۶۰۰	–	–
کرم	۵۲۲۵۷۱۴	آفریقای جنوبی ۲۳۰۰۰۰۰	۵۸۰۰۰	۸
کبالت	۲۰۱۵۱	کنگو ۴۰۰۰	–	–
مس	۹۶۰۵۱۳۱	شیلی ۲۴۵۰۰۰۰	۱۰۵۰۰۰	۱۷
الماس صنعتی	۵۹۳۰۹۲۹۱	استرالیا ۲۴۰۰۰۰۰۰	–	–
دیاتومیت	۱۰۹۲۱۴۱	آمریکا ۶۸۰۰۰۰	–	–
فلدسپات	۷۷۸۰۶۰۲	ایتالیا ۲۲۰۰۰۰۰	۸۷۰۰۰	۱۴
فلورسپار	۴۴۲۷۸۸۰	چین ۲۴۰۰۰۰۰	۱۷۰۰۰	۲۱
گالیم	۱۲	ژاپن ۵ /۹	–	–
ژرمانیم	۲۷	آمریکا ۱۰	–	–
طلا	۲۲۱۳۹۳۸	آفریقای جنوبی ۵۲۰۰۰۰۰	–	۵۵
گرافیت	۶۱۰۱۳۰	چین ۳۱۵۰۰۰	–	–
گوانو	۱۰۵۷	سیچلن ۱۰۰۰	–	–
ژیپس و انیدریت	۹۵۱۴۱۳۶۲	آمریکا ۱۵۰۰۰۰۰۰	۸۳۰۰۰۰۰	۴
ذغال سخت	۳۶۸۸۳۰۳۷۹۶	چین ۱۲۴۰۰۰۰۰۰۰	–	۳۲
کائولین	۳۳۱۶۸۸۳۰	آمریکا ۸۴۰۰۰۰۰	۴۷۰۰۰۰	۱۱
سرب	۲۷۸۴۸۹۳	استرالیا ۴۵۰۰۰۰	۱۶۰۰۰	۲۳

جدول ۱ – ۲ – آمار مواد معدنی در ایران و جهان و رتبه ایران (مرحوم بصیر،۲۰۰۰)

ماده معدنی	تولید جهانی	بزرگترین تولید کننده (تن)		تولید ایران (تن)	رتبه ایران
آلومینیوم	۱۹۱۹۶۰۳۲	آمریکا	۳۳۰۰۰۰۰	۲۲۰۰۰۰	۱۸
آرسنیک	۱۵۳۲۱	شیلی	۵۸۰۰	۳۰	۱۰
آزبست	۲۵۲۳۸۰۸	روسیه	۷۸۰۰۰۰	۴۳۰۰۰	۹
باریت	۵۰۵۲۹۱۵	چین	۱۸۰۰۰۰۰	۱۸۰۰۰۰	۶
بوکسیت	۱۱۰۵۲۲۸۴۰	استرالیا	۴۱۵۰۰۰۰۰	۴۷۰۰۰	۲۱
بنتونیت	۹۵۸۱۰۱۰	آمریکا	۳۷۵۰۰۰۰	۳۳۰۰۰	۲۳
بیسموت	۲۷۹۸	مکزیک	۹۸۰	–	–
بر	۲۵۱۹۴۵۲	ترکیه	۱۲۲۰۰۰۰	۱۵۰۰	۸
کادمیم	۱۶۶۷۶	ژاپن	۲۶۰۰	–	–
کرم	۵۲۲۵۷۱۴	آفریقای جنوبی	۲۳۰۰۰۰۰	۵۸۰۰۰	۸
کبالت	۲۰۱۵۱	کنگو	۴۰۰۰	–	–
مس	۹۶۰۵۱۳۱	شیلی	۲۴۵۰۰۰۰	۱۰۵۰۰۰	۱۷
الماس صنعتی	۵۹۳۰۹۲۹۱	استرالیا	۲۴۰۰۰۰۰۰	–	–
دیاتومیت	۱۰۹۲۱۴۱	آمریکا	۶۸۰۰۰۰	–	–
فلدسپات	۷۷۸۰۶۰۲	ایتالیا	۲۲۰۰۰۰۰	۸۷۰۰۰	۱۴
فلورسپار	۴۴۲۷۸۸۰	چین	۲۴۰۰۰۰۰	۱۷۰۰۰	۲۱
گالیم	۱۲	ژاپن	۵ /۹	–	–
ژرمانیم	۲۷	آمریکا	۱۰	–	–
طلا	۲۲۱۳۹۳۸	آفریقای جنوبی	۵۲۰۰۰۰۰	–	۵۵
گرافیت	۶۱۰۱۳۰	چین	۳۱۵۰۰۰	–	–
گوانو	۱۰۵۷	سیچلن	۱۰۰۰	–	–
ژیپس و انیدریت	۹۵۱۴۱۳۶۲	آمریکا	۱۵۰۰۰۰۰۰	۸۳۰۰۰۰۰	۴
ذغال سخت	۳۶۸۸۳۰۳۷۹۶	چین	۱۲۴۰۰۰۰۰۰۰	–	۳۲
کائولین	۳۳۱۶۸۸۳۰	آمریکا	۸۴۰۰۰۰۰	۴۷۰۰۰۰	۱۱
سرب	۲۷۸۴۸۹۳	استرالیا	۴۵۰۰۰۰	۱۶۰۰۰	۲۳

جدول ۱– ۳– آمار مواد معدنی در ایران و جهان و رتبه ایران (۲۰۰۶)

Product	largest productor	Unit of Measure	World Production	BY largestproductor	Iran production	range of Iran
Alumina	Australia	1000 metric tons	69,188	18,312	150	25
Aluminum, Primary	China	1000 metric tons	33,453	9,349	220	26
Ammonia	China	1000 metric tons	123,398	39,000	1,020	21
Antimony	China	Metric tons	134,300	110,000	–	–
Arsenic Trioxide	China	Metric tons	22,690	30,000	100	11
Asbestos	Russian Federation	Metric tons	2,295,300	925,000	5,000	9
Barite	China	Metric tons	7,950,256	4,400,000	290,000	5
Bauxite	Australia	1000 metric tons	178,051	62,307	500	18
Bentonite	United States	Metric tons	10,704,051	4,940,000	200,000	13
Beryl	United States	Metric tons	4,486	3,830	–	–
Bismuth	China	Metric tons	5,665	3,000	–	–
Boron Minerals	Turkey	1000 metric tons	4,258	2,500	3	9
Bromine	United States	Metric tons	544,481	243,000	–	–
Cadmium	Korea, Republic Of	Metric tons	19,288	3,249	–	–
Celestite	Spain	Metric tons	584,600	200,000	7,500	6
Chromite	South Africa	Metric tons	19,746,735	7,418,326	225,000	10
Cobalt	Congo, The Democratic Republic Of The	Metric tons	57,883	22,000	–	–
Copper	Chile	Metric tons	12,405,637	3,735,900	185,000	15
Crude Iodine	Chile	Metric tons	25,007	15,500	–	–
Diatomite	United States	1000 metric tons	2,080	799	8	20
Feldspar	Italy	Metric tons	15,342,533	3,000,000	250,000	14
Ferrochromium	South Africa	Metric tons	7,394,684	3,030,000	8,000	14
Ferromanganese And Silicomanganese	China	Metric tons	1,495,735	5,500,000	–	–
Fuller's Earth	United States	Metric tons	3,112,244	2,540,000	–	–
Gallium*	Jepan		12	6	–	–
Germanium*	United States	Metric tons	27	10	–	
Gold	South Africa	Kilograms	2,451,857	272,128	200	77
Graphite	China	Metric tons	1,029,310	720,000	–	–
Gypsum	United States	Metric tons	62,908	21,100	–	–
Hydraulic Cement	China	1000 metric tons	2,289,296	1,038,300	32,650	14
Indium	China	Metric tons	581	350	–	–
Industrial Sand And Gravel (Silica)	United States	1000 metric tons	87	31,700	1,900	14
Iron	China	1000 metric tons	1,533,711	420,000	19,000	12
Kaolin	United States	metric tons	36,579,957	7,470,000	550,000	12

ادامه جدول ۱-۳- آمار مواد معدنی در ایران و جهان و رتبه ایران (۲۰۰۶)

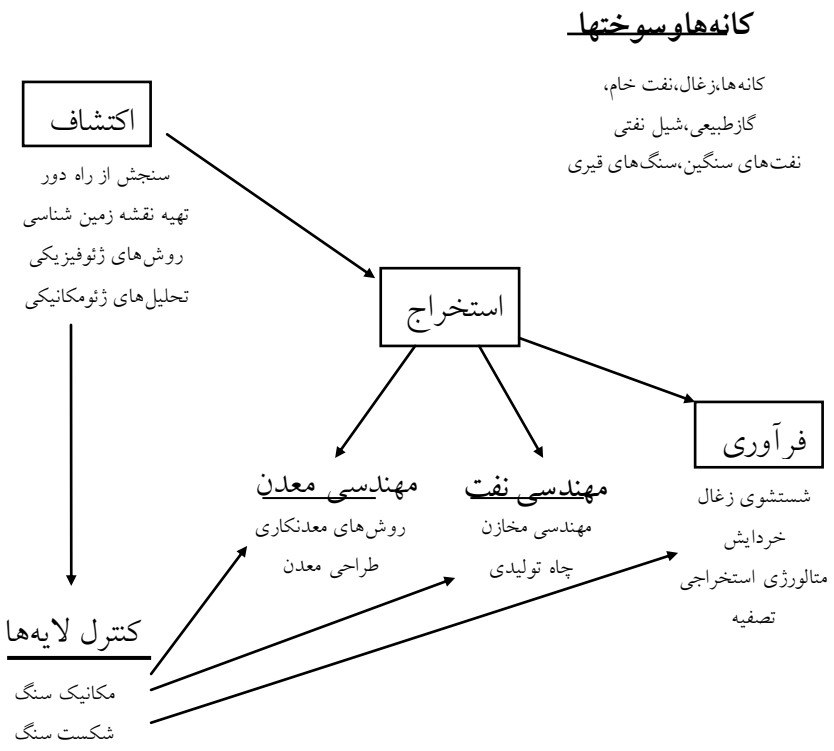
Product	largest productor	Unit of Measure	World Production	BY largestproductor	Iran production	range of Iran
Lead	China	metric tons	3,470,050	1,200,000	24,000	16
Lithium Minerals And Brine	Australia	metric tons	314,200	175,000	-	-
Magnesite	China	metric tons	14,067,200	4,750,000	90,000	13
Magnesium	China	metric tons	689,200	534000	-	-
Marketable Potash	Canada	1000 metric tons	29,078	8,360	-	-
Mercury	China	metric tons	1,475	1,100	-	-
Mica	United States	metric tons	342,375	110,000	7,000	9
Molybdenum	United States	metric tons	184,927	59,800	2,000	9
Monazite Concentrate	India	metric tons	6,500	5,000	-	-
Natural Iron Oxide Pigments	India	metric tons	610,320	360,000	2,600	9
Nickel	Russian Federation	metric tons	1,453,888	315,000	-	-
Niobium And Tantalum	Australia	metric tons	2,043	2,000	-	-
Peat	Finland	metric tons	25,795,900	9,100,000	-	-
Perlite	Greece	metric tons	1,810,400	525,000	30,000	10
Pig Iron	China	1000 metric tons	803,831,320	330,410,000	2,300,000	33
Platinum-Group Metals	Russian Federation	Kilograms	224,013	98,400	-	-
Pumice And Related Materials	Chile	metric tons	3,819,072	1,620,000	-	-
Dead-Burned Dolomite	China	1000 metric tons	265,943	160,000	2,500	13
Rare Earths	China	metric tons	122,450	119,000	-	-
Raw Steel	China	1000 metric tons	1,103,033	349,360	9,400	19
Rhenium	Chile	Kilograms	45,200	19,800	-	-
Salt	Australia	1000 metric tons	18,796	12,000	-	-
Selenium	Japan	Kilograms	1,540,800	735,000	-	-
Silver	Peru	metric tons	20,168	3,471	25	30
Soda Ash	China	1000 metric tons	42,441	14,500	140	28
sulfur*	Canada	metric tons	40,831,360	9,000,000	1,100,000	7
talk*	china	metric tons	8,087,727	2,500,000	26,000	19
Synthetic Diamond	United States	1000 carats	566,005	258,000	-	-
Tellurium	Canada	Kilograms	132,000	75,000	-	-
Tin	China	Metric tons	292,400	120,000	-	-
Tungsten	China	Metric tons	90,789	79,000	-	-
Vanadium	South Africa	Metric tons	55,700	22,000	-	-
Wollastonite	China	Metric tons	540,000	300,000	-	-
Zinc	China	Metric tons	10,001,113	2,600,000	130,000	15
Zirconium Mineral Concentrates	Australia	Metric tons	1,178,400	491,000	-	-

در ادامه برای آگاهی هر چه بیشتر از وضعیت ذخائر معدنی و نیازهای جامعه بشری، شرح مختصری از نیازها و پتانسیل یکی از بزرگترین تولیدکنندگان و مصرف کنندگان مواد معدنی (آمریکا) آورده می-شود.

۱-۲- اهمیت کنترل طبقه هابرای توسعه معدن وانرژی

از زمانی‌که کنترل مؤثر لایه‌ها به معنای دست‌یابی به پایداری بازشونده‌های زیرزمینی در توده سنگ‌ها محقق شد، مهندسی معدن موفق به کنترل موفق‌آمیز لایه‌ها گردید. برای نمونه در معدن‌کاری، در صورت پایدار نبودن حفاری، دسترسی به معدن امکان‌پذیر نبوده و تولید مواد معدنی غیر ممکن خواهد شد.

در این متن، اهمیت کنترل لایه‌ها با مورد توجه قرار دادن اهمیت معدن‌کاری در توسعه معدنی و انرژی آشکار خواهد شد. ارتباط متقابل معدن‌کاری با دیگر شاخه‌های مهندسی معدن در شکل ۱- ۳ توضیح داده شده است.



شکل۱-۳- Mineral Engineering

۱-۲-۱- فلزات و مواد معدنی استراتژیک

آمریکا با داشتن ٦ درصد جمعیت جهان، ۲۳ درصد مواد معدنی غیر سوختی و ۳۰ درصد سوخت های فسیلی دنیا را مصرف می‌کند. با توجه به اینکه اغلب آمریکایی‌ها در مورد تأمین انرژی نگران هستند، تعداد کمی اطلاع دارند که از میان ۳٦ ماده معدنی مهم برای اقتصاد ایالات متحده به عنوان یک جامعه صنعتی، ۲۲ تا از آنها وابسته به منابع خارجی است. در سال ۱۹۸۵،ایالات متحده مجبور به وارد کردن ۷۳ درصد از کروم، ۸۸ درصد از پلاتین، ۹۵ درصد از کبالت و ۹۷ درصد از تانتالیوم و منگنز شد.

در عوض، ایالات متحده فقط ٤۲ درصد از نفت مصرفی خود را وارد می‌کنند. در مقابل آمریکا، اتحاد جماهیر شوروی و هم‌پیمانانش به مقدار زیادی در تأمین مواد معدنی اساسی خودکفا هستند. در این میان،آمریکا بیش از ۵۰ درصد نیاز خود به ۱۹ ماده معدنی و استراتژیک را وارد می‌کند(مرگان ۱۹۸۳). این‌ها شامل ٦ عنصری می‌شوند که خصوصاً برای برنامه‌های انرژی و دفاعی اهمیت دارند: کروم، کبالت، کلومبیوم، نیکل، پلاتین و تانتالیوم. از میان موادی که برای ساخت موتور هواپیماهای جنگی ۱۵ –F و ۱٦ –F استفاده می‌شوند، درصد مصرف آمریکا که از دیگر ملل تأمین می‌شوند عبارتند از: تیتانیوم ۳۵ درصد، کبالت ۹۳ درصد، تانتالیوم ۹۰ درصد، کلومبیوم ۱۰۰ درصد، آلومینیوم ۹٤ درصد، کروم ۹۱ درصد، نیکل ۷۳ درصد.

ذخیره موجود در انبار برای اغلب این مواد معدنی ناکافی است زیرا ممکن است تأمین آنها با تحریم، جنگ، اغتشاش در کشورهای تولید کننده قطع شود. آفریقای جنوبی واقع در جنوب خط استوا ۹۵ درصد کروم جهان، ۸٦ درصد پلاتین، ٦٤ درصد وانادیم جهان، ۵۳ درصد منگنز جهان، ۵۲ درصد کبالت جهان را دارد. در مقایسه با اپک که فقط ٪۵۲ نفت جهان را در کنترل دارد.

قانون‌های مختلف فدرال اجازه می‌دهند برخی از فلزات مشخصی که استراتژیک فرض می‌شوند و برای صنایع دفاع و تأمین کوتاه‌مدت نیازهای داخلی ضروری هستند در انبار ذخیره شوند. بیش از ۷۹ فلز برای تأمین نیازهای اضطراری ۱ تا ۵ سال فقط برای مقاصد دفاعی در انبار ذخیره شده‌اند.

هر چند مواد معدنی فقط به خاطر مقاصد نظامی مهم نیستند. در حقیقت آمارها نشان می‌دهند که هر شهروند ایالات متحده سالانه به بیش از ۱۰ تن (۲۲۰۰۰ پوند) مواد معدنی غیر سوختی نیازمند است.

بدون این مواد امکان تولید کودها، ابزار و انرژی که به نوبه خود برای تولید و توزیع مقادیر عظیمی از مواد غذایی مورد نیاز هستند امکان‌پذیر نمی‌باشد. در سال ۱۹۸۲ اقتصاد ۳/۱ تریلیون دلاری آمریکا به مواد معدنی زیر نیاز داشته است (مرگان):

۹۰ میلیارد دلار نفت خام داخلی

٤١ میلیارد دلار نفت خام وارداتی

۱۷ میلیارد دلار نفت تصفیه شده

٤٥ میلیارد دلار گاز طبیعی داخلی

۲۳ میلیارد دلار زغال سنگ داخلی

۱ میلیارد دلار سنگ معدنی اورانیم داخلی

۱۹٦ میلیارد دلارمواد معدنی غیر سوختی فرآوری شده داخلی

٢٤ میلیارد دلار مواد معدنی غیر سوختی فرآوری شده وارداتی

در شرایطی که مشکلات بین المللی تأمین مواد استراتژیک را از خارج به مخاطره انداخته است. محدودیت‌های زیست محیطی تأثیر قابل توجهی بر تولید داخلی فلزات در آمریکا داشته است. به علاوه، اکتشافات معدنی می‌توانند منجر به استخراج مواد معدنی استراتژیک زیادی شوند ولی این اکتشافات در

زمین‌های حفاظت شده با قوانین زیست محیطی محدود شده است. تاکنون صنعت معدن‌کاری نشان داده است (شکل ۱- ٤). با تلاش‌های هماهنگ صنایع برای توسعه معادن با روش‌های مورد قبول از نظر زیست محیطی و همچنین با بازساری صحیح، مواد حیاتی مورد نیاز می‌توانند تولید شوند.

شکل ۱- ٤- زمین‌های استفاده شده به‌وسیله معدن: از ۲/۳ میلیارد جریب آمریکا، معدن‌کاری کمتر از ٦ میلیون جریب (کمتر از ۰/۳ درصد) را استفاده کرده است، که یک سوم آن بازسازی شده است. استفاده‌های دیگر: زمین‌های کشاورزی ۱/۳ میلیارد جریب، زمین‌های عمومی ۵۲۵ میلیون جریب، نواحی شهری ۳٤/٦ میلیون جریب، فرودگاه‌ها و راه‌آهن‌ها ٦/۵ میلیون جریب.

یک وابستگی متقابل قوی بین مواد معدنی و انرژی وجود داردکه با کاهش تدریجی عیار ماده معدنی مصرف انرژی به‌طور پیوسته افزایش می‌یابد. برای نمونه، امروزه یک تن سنگ برای تولید ۵ کیلو مس باید استخراج شود و مرحله‌ای که بیشترین انرژی را مصرف می‌کند آسیاب کردن سنگ معدن برای جدا ساختن مس می‌باشد. در مجموع انرژی لازم برای آسیاب کردن ماده معدنی وسنگ بیش از یک درصد همه توان الکتریکی تولیدی ایالات متحده را مصرف می‌کند.تحقیق روی تکنولوژی‌های جدید برای کاهش این نیاز انرژی و برای فرآوری مواد معدنی خامی که در ایالات متحده موجود می‌باشد هم‌اکنون

در بسیاری از دانشگاه‌های آمریکا هدایت می‌شوند که این امر شامل دو برنامه تحقیقاتی معدنکاری و منابع معدنی می‌باشد، که در سال ۱۹۸۷ آغاز شد.

۱-۲-۲- عرضه و تقاضای انرژی

زغال‌سنگ، نزدیک به ٤/۳ منابع انرژی سنتی در آمریکا را تشکیل می‌دهد. زغال آمریکا از نفتی که اپک دارد، بیشتر است. بیش از۲/۱کل منابع زغال‌سنگ آزاد جهان در آمریکا است. در حقیقت منابع زغال-سنگ اثبات شده قابل بازیابی جهان عبارتند از:

جدول ۱- ۳- ذخایر زغال جهان

ایالات متحده آمریکا	٪ ۳۰/ ۸	
اتحاد جماهیر شورویسوسیالیستی	٪ ۲۳/۱	
اروپا	٪ ۲۱/٤	(اروپای شرقی ٪ ۱٤/٤، اروپای غربی ٪ ۷/۰)
چین	٪ ۱۳/۵	
استرالیا	٪ ٤/۲	
آسیا (به استثنای اتحاد جماهیر شوروی و چین)	٪ ۳/۰	
آفریقا	٪ ۲/٦	
کانادا	٪ ۰/۹	
آمریکای لاتین	٪ ۰/۵	

در سال ۱۹۸۲، ایالات متحده انرژی‌های مورد نیاز خود را از منابع زیر تأمین کرد:

٪ ۳۰ از نفت خام داخلی

٪۱۳ از نفت خام وارداتی

٪۲٤ از گاز طبیعی

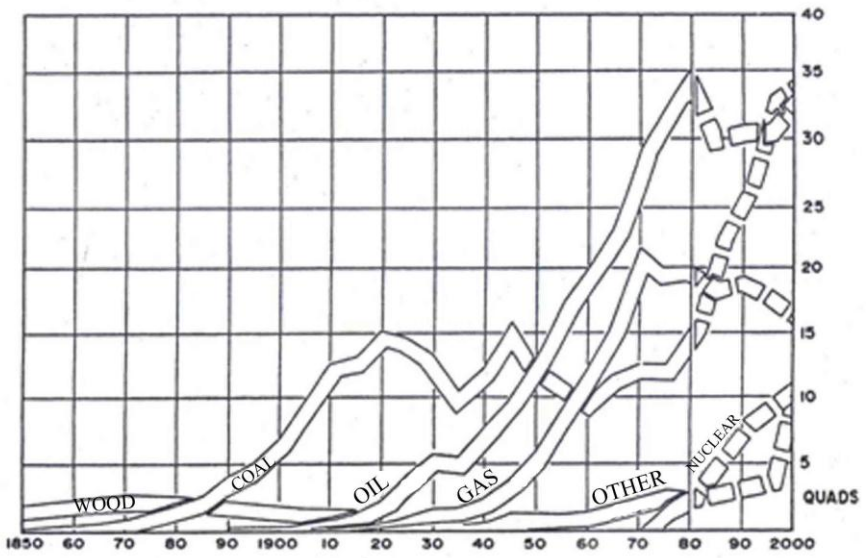
٪۲۳ از زغال‌سنگ

٪۵ از هیدروالکتریسیته

٪۵ از انرژی هسته‌ای

علی‌رغم ذخایر فراوان، زغال تنها ٪ ۲۳ از انرژی ایالات متحده یا معادل ۷/٤ میلیون بشکه در روز نفت خام را تأمیین می‌کند. ٪٥٤ برق تولیدی این کشور از طریق زغال تأمین می‌شود و مقدار تولید آن توسط قوانین زیست محیطی، کنترل قیمت سوخت‌های تمیز مثل گاز و تا این اواخر قیمت نفت محدود شده است، لذا در این کشور عدم تعادل قابل توجهی بین ذخایر موجود و مصرف زغال وجود دارد.

(۱۵۷ لیتر= ٤۲ گالن ایالات متحده = ۱ بشکه) (شکل ۱– ۵).



شکل ۱– ۵– تغییرات در تأمین‌کننده‌های انرژی در ایالات متحده

در سال ۱۹۷۸، مصرف انرژی جهان بالغ بر معادل ۹ میلیارد تن زغال[1] می‌شد. (زغال با ارزش حرارتی معادل ***Mj/kg*** ۲۹/۳)

بر طبق برآوردهای اخیر، در سال ۱۹۸٦ مصرف آن معادل ۱۳ میلیارد تن زغال خواهد شد و در سال ۲۰۰۰ حداقل ۱۸ میلیارد تن خواهد بود. چه ذخایری برای تأمین این تقاضا قابل دسترس هستند؟ برآوردهای کنونی نشان می‌دهند که منابع جدید انرژی نظیر خورشید، ژئوترمال، باد و جزرو مد، قادر به

1.Tonne Coal Equivalent (t.c.e)

شرکت در حد محسوسی تا اواخر قرن نخواهد بود (شکل۱– ۵). بنابراین فشار اصلی تأمین بر نفت، گاز وزغال وهمچنین تا حدی بر انرژی هسته‌ای باقی خواهد ماند (راسل ۱۹۸٤).

انتظار می‌رود که در۲۰ سال آینده (هایز و تریسکو)، تولید نفت و گاز ایالات متحده کاهش یابد، انرژی هسته‌ای فقط ٪۱۱ از نیاز انرژی ایالات متحده را تأمین خواهد کرد و منابع انرژی جدید (خورشیدی، غیره) فقط ٪٦. این مطلب در جدول‌های ۱– ٤ و ۱– ۵ (که اطلاعات انرژی در آن بر حسب کواد (*quad* ۱۰[۱٤]) می‌باشد) نشان داده شده است (همچنین شکل‌های۱– ٦ و ۱– ۷را نگاه کنید).

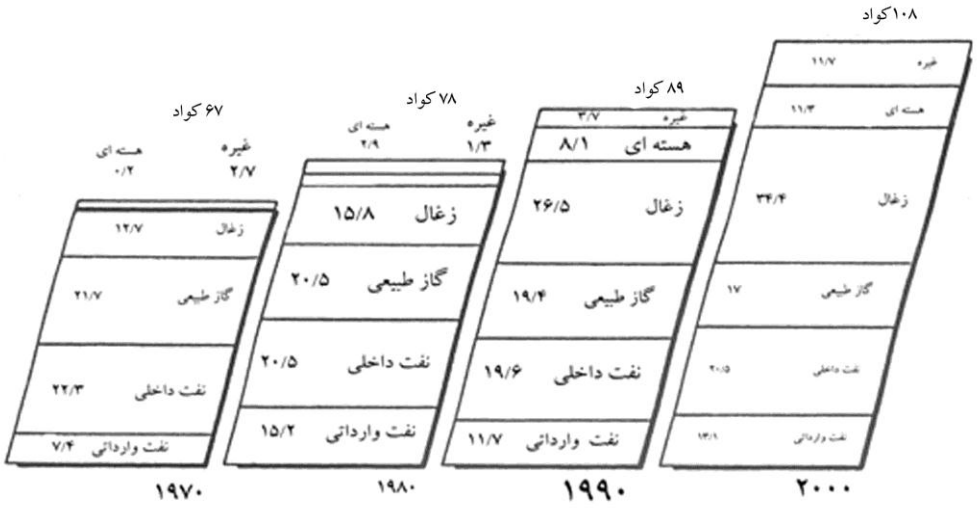
جدول ۱– ٤– تأمین انرژی سالانه در آیالات متحده آمریکا، بر حسب کواد

				گاز طبیعی			**نفت خام**		
مجموع	غیره	هسته‌ای	آبی	زغال	واردات	آمریکا	واردات	آمریکا	سال
۲۵/۰	۱/٤	–	۰/۹	۱۲/۵	–	۲/۷	–	۷/۵	۱۹٤۰
۳۵/۲	۱/۲	–	۱/٤	۱۲/۹	–	٦/۲	–	۱۳/۵	۱۹۵۰
٤۵/٦	۱/۰	–	۱/۷	۱۰/۱	۰/۲	۱۲/۵	۳/۳	۱٦/۸	۱۹٦۰
٦۸/۱	۱/۰	۰/۲	۲/۷	۱۲/۷	۰/۸	۲۱/۲	٦/۷	۲۲/۸	۱۹۷۰
۷۸/۷	۱/۱	۲/۹	۲/۷	۱۵/۸	۰/۱	۱۰/٤	۱۵/۲	۲۰/۵	۱۹۸۰
۸۹/۵	۲/۰	۷/۷	٤/۵	۲٤/٤	۰/۹	۱۸/۰	۱٤/۹	۱۷/۰	۱۹۹۰ (تخمینی)
۱۰۸/۰	٦/۱	۱۱/۳	٦/۰	۳۵/۲	۱/۳	۱٦/۰	۱۱/٦	۲۰/۵	۲۰۰۰ (تخمینی)

*افزایش تلفات در تبدیل به دلیل تغییر شکل نهایی مصرف انرژی وهزینه انرژی تغییر شکل سوخت (در شکل ۱–۷دیده می شود).

جدول ۱-۵- تأمین انرژی سالانه در آیالات متحده آمریکا، بر حسب کواد

	۱۹۸۰ (واقعی)	۱۹۸۵	۱۹۹۰	۱۹۹۵	۲۰۰۰
مایع نفت خام	۳۱/۸	۳۰/٤	۲۹/٥	۲۹/٤	۲۹/۳
گازطبیعی	۱۳/۱	۱٥/۲	۱٦/٦	۱۷/٥	۱۸/۱
زغال	۳/۷	٤/۰	٤/۳	٤/۷	٥/۲
الکتریسیته	٦/۰	۸/۱	۹/٤	۱۰/۹	۱۲/٦
تجدیدپذیرها	۱/۰	۱/٥	۲/۱	۲/۸	۳/۸
غیره	۱/٥	۰/٦	۰/۹	۱/۰	۱/۰
اتلاف انرژی	۲۱/۰	۲٥/٥	۲٦/۷	۳٤/۰	۳۸/۰
مجموع	۷۸/۷	۸٥/۳	۸۹/٥	۱۰۰/۳	۱۰۸/۰



شکل ۱-٦- منابع انرژی در ابالات متحده: ۲۰۰۰- ۱۹۷۰

یک کواد یا ($1*10^{14}$ *BTU*) معادل یک تریلیون کوبیک فوت گاز طبیعی، ۱۷۰ میلیون بشکه نفت، ٤۰ میلیون تن زغال‌سنگ بیتومینوس و ۲۹۳ *GWh* برق می‌باشد. تقریباً، ۱ کواد معادل یک میلیون بشکه نفت روزانه برای مدت ٦ ماه می باشد، و یا معادل انرژی که در هشت میلیارد گالن بنزین وجود داردیعنی تأمین کننده یک‌ساله انرژی برای ۱۰ میلیون اتومبیل.از آنجا که مجسم کردن بزرگی یک کواد شاید خیلی

مشکل باشد، محاسبه شده است که یک کواد انرژی رغال محتوای یک قطار پر از زغال‌سنگ که از نیویورک تا سیاتل به صورت رفت و برگشت بدون هیچ گسستگی کشیده شده می‌باشد.

جدول ۱-٦- منابع انرژی مرسوم قابل بازیافت شناخته شده در ایالات متحده (بر حسب *BTU*)

منبع	درصد
زغال	۸۱/۷٪
شیل نفتی	۷/۲٪
اکسید اورانیم	٤/۲٪
گاز طبیعی	۳/۵٪
نفت	۸/۲٪
مایعات طبیعی	۰/٦٪

جدول۱-۷ روند تولید زغال در ایالات متحده آمریکا (میلیون تن)

۱۹۷۵	۱۹۷٦	۱۹۷۷	۱۹۷۸*	۱۹۷۹	۱۹۸۰	۱۹۸۱	۱۹۸۲	۱۹۸۳	۱۹۸٤	۱۹۸۵	۱۹۹۰	۲۰۰۰
٦٤۸	٦۷۹	٦۹۱	٦٦۵	۷۷٦	۸۲٤	۸۱۸	۸۳۱	۷۸۱	۸۹٦	۸۸٦	۱۰۰۲**	۱۳٦۱**

* سال‌های اعتصابات معادن زغال

**توسط انجمن ملی زغال تخمین زده شده است.

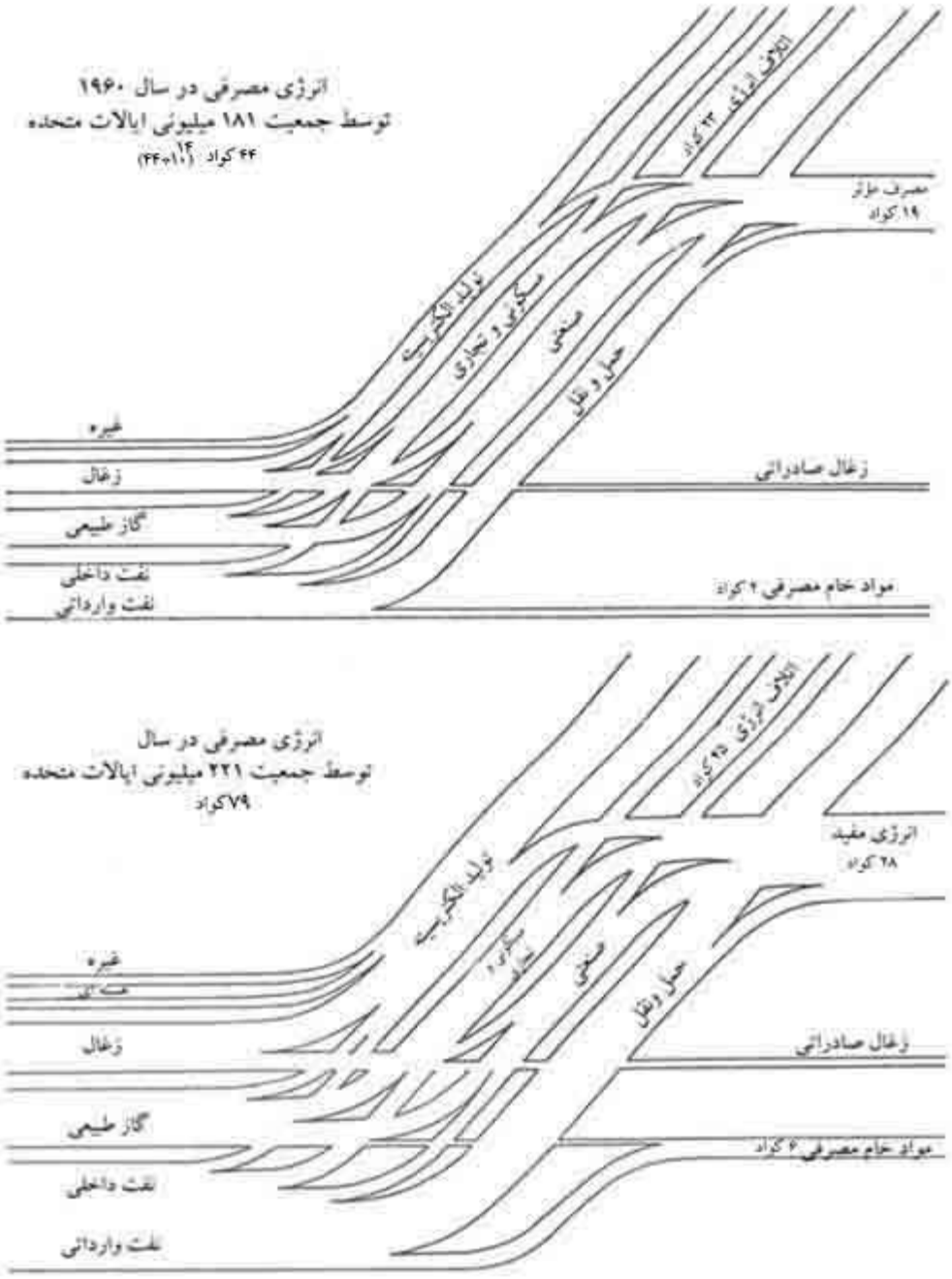
ایالات متحده ذخائر عظیمی از زغال‌سنگ حدود ۲۵۰ میلیارد تن دارد، که معادل یک تریلیون بشکه نفت است. این می‌تواند ۱۰۰ها سال تأمین انرژی در حدود مصرف امروزی را بنماید. در حقیقت، زغال بیش از ٪۸۰ ذخیره انرژی قابل بازیافت ایالات متحده به‌حساب می‌آید،به جدول ۱-٦ نگاه کنید. زغال در ۳۱ ایالت پیدا شده و عملیات در ۲٦ ایالت در حال انجام است. در سال ۱۹۸٤، ایالات متحده استخراج ۸۹٦ میلیون زغال‌سنگ را به ثبت رسانده است (شرکت ملی زغال‌سنگ ۱۹۸۵). چین با ۸٤۵ میلیون تن،

سپس شوروی با ۷۰۰ میلیون تن و لهستان با ۲۰۰ میلیون تن در مقام‌های بعدی جای دارند. امروزه چین با تولید روزانه ۳ میلیارد تن در رتبه اول قرار دارد.

اگر استخراج زغال‌سنگ همان‌طور که در دوره زمانی از سال ۱۹۸۵ تا ۲۰۰۰ پیش‌بینی می‌شود افزایش پیدا کند(جدول ۱–۷ و شکل ۱– ٦)، نیاز به منابع عظیم مالی خواهد داشت که شامل آموزش معدنکاران و ساخت تجهیزات استخراجی می‌شود. حتی هزینه‌های بیشتری برای حمل و نقل و ساخت نیروگاه‌های الکتریکی خواهد بود که زغال را قابل مصرف کند. این جاست که اثر تکنولوژی استخراج از معدن بر روی تولید زغال‌سنگ بیشتر خواهد شد.

در جدیدترین بیان، همان‌طور که در دیگر کشورها مشاهده می‌شود معدنکاری روباز زغال (*open cast*) می‌تواند تا عمق ۵۰۰ متر (۱۸۰۰ فوت) و معدنکاری زیرزمینی توانسته به لایه‌های زغال در عمق ۱۵۰۰ متر (٤۹۰۰ فوت) دست یابد. معدنکاری عمیق با افزایش مکانیزاسیون و اتوماسیون همراه خواهد بود و در ضمن تبدیل به گاز در جای زغال می‌تواند یک راه جایگزین در آینده باشد. تکنولوژی پیشرفته معدن نیازمند تکنیک‌های پیشرفته کنترل لایه خواهد بود، استخراج زغال‌سنگ در موقعیتی قرار دارد که به علت برخورداری از منابع مالی و پیشرفت‌های تکنولوژی بالا جایگاه مهمی در افزایش تأمین انرژی در سرتاسر جهان در آینده خواهد داشت.

به طور خلاصه، فعلاً هیچ نگرانی بابت تأمین انرژی آمریکا در آینده وجود ندارد اما در دسترس‌ترین منبع تأمین آن زغال‌سنگ است. تکنولوژی‌های جدیدی برای توسعه منابع زغال‌سنگ به بهترین وجه و امن‌ترین راه نیاز می‌باشد. کنترل لایه‌ها نقش تعیین کننده‌ای را در این کار سخت بر عهده دارد.



شکل ۱-۷- انرژی مصرفی در ایالات متحده آمریکا در سال ۱۹۶۰ و در سال ۱۹۷۹

به طوری‌که مشاهده می‌شود مقدار اتلاف انرژی در سال ۱۹۷۹ بیشتر از انرژی مصـرفی در سـال ۱۹۶۰ می باشد. اتلاف انرژی مزبور ناشی از اتلاف حرارت در احتراق موتورها، در خطوط انتقال و اتلاف در توربین ها در حین تبدیل انرژی می‌باشد.

جدول ۱–۸– بزرگترین کشورهای تولید کننده نفت جهان *(USA Today,16 March 1983)*

کشور	تولید (میلیون بشکه در روز)	ذخائر (میلیارد بشکه)
اتحاد جماهیر شوروی سوسیالیستی	۱۲/۳	٦۳/۰
ایالات متحده آمریکا	۱۰/۲	۲۹/٤
عربستان سعودی	۵/۰	۱٦۷/۹
مکزیک	۲/۹	۵۷/۰
ایران	۲/٤	۵۷/۰
بریتانیا	۲/۰	۱٤/۸
چین	۲/۰	۱۹/۹
ونزوئلا	۱/۷	۲۰/۳
اندونزی	۱/۳	۹/۸
نیجریه	۱/۳	۱٦/۵
مجموع	٤۱/۱ (=۱۵میلیارد بشکه در سال)	٤۵۵/٦ (کافی برای ۳۰ سال)

نکات مهمی در مورد ملاحظات کانه‌ها و مواد انرژی در زیر آمده است:

– کانیهای استراتژیک در آمریکا محدود می‌باشد اما توسعه‌های معدنی در این کشور می‌تواند منابع جدیدی را باز کند.

– در ایالات متحده آمریکا وجود قطعی منابعی در حدود ٤۹۳۵ کواد ثابت شده است (شامل: نفت: ۱۵۷، گاز: ۲۰۱ و زغال ٤۵۷۷). در سال ۱۹۸۰، تولید انرژی جهان ۲۹۷ کواد بوده که ۷۸/۷ کواد آن توسط آمریکا استفاده شده است (٪۲٦/۵ از کل انرژی دنیا).

– آمریکای شمالی ۱۰ درصد از ذخائر نفت دنیا را در اختیار دارد (آمریکا: ٪٤، کانادا: ٪۱، مکزیک: ٪۵). بزرگترین تولید کننده نفت تا سال ۱۹۸۳ شوروی و سپس آمریکا و عربستان سعودی بودند(جدول ۵-۱). در این دوران ذخائر استراتژیک نفت ایالات متحده، در سال ۱۹۸۳ حدود ۳۰۰ میلیون بشکه نفت خام بود که در حفرات نمکی ذخیره شده بود. هدف رسیدن به میزان یک میلیارد بشکه است.

– تأمین فرآورده‌های نفتی مرسوم در ایالات متحده فقط میزان کمی از منابع طبیعی کشور که شامل نفت می‌باشد را تشکیل می‌دهد. این ذخائر شامل این موارد هستند: ذخائر نفت مرسوم: ۲۹/٤ میلیارد بشکه؛ نفت بالقوه مرسوم: ۱۳۳ میلیارد بشکه. به علاوه، ۱/۰۲٦ میلیارد بشکه در شیل‌های نفتی، ۱۵ میلیارد بشکه درماسه‌های قیری و ۳۰ میلیارد بشکه در نفت سنگین وجود دارد.مصرف فعلی سالانه نفت در ایالات متحده آمریکا ۵/۵ میلیارد بشکه است(۱۵ میلیون بشکه در روز).

– آمریکای شمالی ٪۱۳ ذخائر گاز دنیا را دارد. (ایالات متحده آمریکا ٪۸، کانادا ٪۳، مکزیک ٪۲).

– ایالات متحده آمریکا ٪۳۱ ذخائر زغال‌سنگ دنیا را دارد. در سال ۱۹۸۵، بالغ بر ۸٦٦ میلیارد تن زغال سنگ استخراج شد: ٪٦۱/۵ به روش معدنکاری روباز و ٪۳۸/۵ به روش معدن‌کاری زیرزمینی.

– ایالت متحده آمریکا و کانادا ٪٤۱ از ذخائر اورانیم دنیای آزاد را دارند (ایالات متحده آمریکا ٪۲۹، کانادا ٪۱۲).

– سرانه انرژی مصرفی در ایالات متحده آمریکا دو برابر ژاپن، آلمان غربی و سوئد می‌باشد

فصل دوم

مقایسه روش‌های

استخراج سطحی و زیرزمینی

۲- **فصل** دوم

۲-۱- **مقدمه**

بسیاری از ذخایر معدنی را می‌توان تماماً توسط روش‌های استخراج سطحی استخراج کرد.در مورد بعضی دیگر، عملیات استخراج را از همان آغاز باید در زیر زمین انجام داد. تحت شرایط مشابه، معمولاً معدنکاری سطحی با صرفه‌تر از معدنکاری زیر زمینی است.

برای انتخاب یکی از روش‌های سطحی یا زیرزمینی عوامل بسیاری وجود دارند که باید آنها را در انتخاب به حساب آورد، از قبیل:

۱- اندازه، شکل، و عمق ذخیره معدنی

۲- شرایط سنگ

۳- بهره‌وری[1] (توان تولید) و ظرفیت ماشین‌آلات[2]

٤- نیازهای سرمایه‌ای و هزینه‌های عملیاتی

۵- بازیابی ماده معدنی و درآمدها

٦- ایمنی و حوادث

۷- ملاحظات زیست‌محیطی

ذخایر دیگری نیز وجود دارند که آنها را می‌توان در ابتدا به شکل روباز و نهایتاً توسط روش‌های زیرزمینی استخراج کرد. پرسشی که در این‌جا مطرح می‌شود این است که: عمق بهینه برای تغییر روش سطحی به زیر زمینی کدام است؟

اخیراً با توجه به تغییر شرایط و پیشرفت تکنولوژی مواردی ملاحظه شده که بعضی معادن زیرزمینی به روش روباز تغییر روش داده‌اند.در این بخش، عوامل فوق به‌طور خلاصه شرح داده شده و بعضی از

1. productivity
2. machinery capacity

هزینه‌ها برای مقایسه ذکر خواهند شد. لطفاً توجه داشته باشید که اگرچه این هزینه‌ها به ترتیب اهمیت در هنگام نگاشتن این مطالب عنوان می‌شوند، لیکن آنها را نمی‌توان برای هر تولید کننده مادهٔ معدنی منفردی دقیقاً به‌کار گرفت.

۲-۲- روند[1] معدنکاری سطحی در مقایسه با زیر زمینی

در سال ۱۹۸۷ برآورد شده که در کشورهای غیرسوسیالیست، ۱۱۱٤ معدن غیرزغالی وجود داشته که هر کدام به طور میانگین بیش از ۱٦۵۰۰۰ تن (کوچک)[2] ماده معدنی در سال تولید می‌کردند. این معادن تقریباً ۹۰ درصد کل تولیدات ماده معدنی این کشورها را تشکیل می‌دادند. به‌علاوه، تخمین زده شده بود که ٦۰۰۰ تا ۷۰۰۰ معدن کوچک‌تر نیز وجود داشتند. از این ۱۱۱٤ معدن غیر زغالی، ۵۲۲ معدن، سطحی و ۵۹٤ معدن، زیرزمین بودند.تولید متوسط معادن سطحی خیلی بیشتر از تولید متوسط معادن زیرزمینی بود. در طول دو دهه آخر (۱۹٦۷- ۱۹۸۷)، تعداد معادن سطحی غیرزغالی از ٤۲۱ معدن به ۵۲۲ معدن افزایش یافته است. بسیاری از این معادن جدید، بزرگ هستند (جدول ۱). در صورتی‌که تعداد معادن زیرزمینی چندان تغییری نکرده است.

جدول ۲- ۱- تعداد معادن غیر زغالی در جهان غرب به تفکیک نرخ تولید سالانه

	Production Category (1000 tons of ore/yr)	Year 1967	1977	1987
Surface Mines	More than 3000	102	138	176
	1000 – 3000	109	142	116
	500 – 1000	81	64	86
	300 – 500	61	63	63
	150 - 300	68	53	81
	Total	421	459	522
Underground Mines	More than 3000	29	56	62
	1000 – 3000	144	140	125
	500 – 1000	116	119	121
	300 – 500	108	121	105
	150 - 300	116	157	178
	Total	563	593	592
	Grond Total	984	1052	1114

Note: The number of commodities in the surveys has changed over the years, so the figures above should be used with some caution. Source: Anon., 1968, 1978, 1988)Mining Magazine's Annual Surveys). Conversion favtor: 1 ton = 0.9072 t.

1. trend

۲. در این نوشته، هر جا از واحد تن استفاده شده، منظور تن کوچک است و تبدیل واحد آن به این صورت است:

1 short ton = 0.9072 ton

طبق برآوردهای انجام شده در سال ۱۹۸۷، ۱۷۵۰ معدن زغال سخت و لیگنیت در کشورهای غیرسوسیالیست وجود داشته است که تولید هر کدام بیش از ۲۲۰۰۰۰ تن در سال بوده است. حدود ٦۰ درصد این معادن زیرزمینی بودند. تعداد معادن کوچک‌تر در حدود چند هزار بود. تعداد معادن زغال ایالات متحده که در سال ۱۹۸۵ سالانه بیش از ۱۰۰۰۰ تن زغال شسته[1] تولید می‌کردند، ۳۳۵۵ عدد بود. از این میان ۱٦٦۰ معدن یا ۵۰ درصد آنها معادن سطحی بودند. در طول دو دهه مورد بحث، یک کاهش قابل توجهی در تعداد معادن زغال کوچک‌تر به ویژه زیرزمینی وجود داشته است. بسیاری از معادن بزرگ نواری[2]، مخصوصاً در ایالات غربی گشوده شده‌اند. اغلب معادن زغال زیرزمینی ایالات متحده در ایالات شرقی آن واقعند.

در بسیاری از کشورها روش استخراج روباز[3]، یک روش غالب است. در سال ۱۹۸۷ تقریباً ۹۰ درصد مواد خام معدنی فلزی ایالات متحده از معادن روباز به دست آمدند و تولید کانی‌های صنعتی در این نوع معادن به ۹۵ درصد کل تولید رسید. درصد مربوط به معادن زغال که عملیات سطحی روی آن انجام گرفت ٦۰ ٪ بود. در طول دو دهه آخر نسبتی از زغال که به وسیله روش‌های سطحی استخراج شده، افزایش یافته است. در کانادا، ۷۲ ٪ از تولید مواد معدنی خام فلزی در سال ۱۹۸٦ از معادن سطحی حاصل شدند. از سوی دیگر، بعضی از کشورها شدیداً به استخراج زیرزمینی وابسته بودند. مثلاً در سوئد تقریباً ۸۰ ٪ تولید سالانه مواد معدنی خام از معدنکاری زیرزمینی به دست می‌آید.

برای کانی‌های مختلف، روش‌های متفاوت استخراج به‌کار می‌روند. کانه‌های آهن ومس، اغلب از معادن روباز استخراج می‌شوند. بسیاری از کانی‌های صنعتی به روش روباز (و همین‌طور کواری)

1. clean coal
1. strip mines
1. open pit mining

استخراج شده‌اند. سرب، روی و غیره اصولاً به شیوه زیرزمینی استخراج می‌شوند. تاکنون طلا مثلاً در آفریقای جنوبی، بیشتر به صورت زیر زمینی استخراج شده است. اما در طول سال‌های گذشته گرایش شدیدی به معادن طلای سطحی به ویژه در ایالات متحده وجود داشته است.همچنین، در معادن سطحی با مقادیر انبوهی باطله سروکار داریم. مثلاً در طول دهه‌های گذشته (۱۹٦۷ – ۱۹۸۷)، در معادن فلزی روباز ایالات متحده، مقدار بسیار زیادی (در حدود دو برابر ماده معدنی)، باطله برداشت شده است. حجم این فعالیت‌های باطله‌برداری در اواسط دهه ۱۹۸۰ رو به کاهش گذاشت و بدین ترتیب، نسبت باطله‌برداری[1] متوسط در سال ۱۹۸٦ به *1.5 tons/ton (t/t)* رسید. این در حالی است که در سال ۱۹۸٦ نسبت باطله برداری متوسط در معادن فلزی کانادا حدود *0.8 tons/ton (t/t)* بود.

۲-۳- آماده‌سازی معدن

استخراج سطحی زغال، شامل برداشتن لایه‌های خاکی و سنگی پوشاننده برای نمایاندن زغال، استخراج آن و در پایان بازسازی و ایجاد مجدد پوشش گیاهی است. معدنکاری سطحی هنگامی به کار گرفته می‌شود که لایه زغال نسبتاً در نزدیکی سطح زمین واقع شده و به طور معمول در عمق ٦۰ متری (*200ft*) از سطح زمین واقع باشد. برداشت روباره، تنها مدت کمی قبل از استخراج زغال انجام می‌گیرد. برای ذخایر افقی بزرگتر که توسط مقادیر زیادی روباره و باطله پوشیده شده‌اند، قبل از شروع تولید ماده معدنی، سنگ باطله زیادی را باید برداشت کرد.

برای کانسارهای با شیب زیاد که در نزدیکی سطح پدید آمده‌اند، استخراج روباز را با حداقل باطله برداری می‌توان آغاز کرد. اما با رفتن به عمق، سنگ باطله‌ای که باید برداشت شود بیشتر و بیشتر می شود. در معادن سطحی، سنگ باطله اغلب باید چندین سال پیش از این‌که استخراج مواد معدنی متناظر با برداشت آن باطله در پله‌های عمیق‌تر میسر گردد، برداشته شود. بنابراین باید از لحاظ زمانی هر

1. strippingratio

چه زودتر محدوده نهایی پیت را شناسایی کرد و نرخ بهره هزینه باطله‌برداری باید در ارزیابی اقتصادی عمق نهایی پیت، مدنظر قرار گیرد.

باطله برداری را باید تا حدامکان –به منظور اجتناب از هزینه بهره[1] بالا برای همه پولی که صرف فعالیت های باطله برداری شده است– به تأخیر انداخت. در صورت امکان، سنگ باطله موجود در محدوده نهایی برنامه‌ریزی شده پیت نباید در یک سکانس "پوش بک[2]" یا "توسعه[3]" برداشت شود.هر توسعه (پوش‌بک)، پیت را عمیق‌تر و یا بزرگ‌تر و عمر پیت را طولانی‌تر خواهد نمود. نقطه زمانی مناسب برای شروع یک برش (پوش‌بک) جدید، به ظرفیت ماشین‌آلات و عواملی از این دست بستگی دارد. به طور همزمان، بیش از یک برش توسعه (پوش‌بک) می‌تواند در جریان باشد. فعالیت‌های باطله برداری می‌توانند سال به سال در تغییر باشند.

در یک معدن زیرزمینی، چاه‌های اصلی[4]، چاه‌های تهویه و سایر دسترسی‌های مهم، اگر در نظر باشد که نیازهای کاری آینده در طبقات عمیق‌تر را نیز برآورده سازند، از همان آغاز فعالیت، به برنامه‌ریزی بلند مدت نیاز دارند. استخراج زیرزمینی یک کار پیچیده است که شامل: آماده‌ساری تونل‌های دنباله لایه[5]، نفرروها[6]، نگهداری سقف و غیره است.در این روش، قبل از شروع تولید اغلب یک سرمایه‌گذاری بزرگ لازم است.اهمیت زیادی دارد که طراحی معدن زیرزمینی و ظرفیت ماشین‌آلات از همان شروع، به درستی انتخاب شده باشند. اگر با گذشت زمان معلوم شود که طرح معدن ایراد داشته یا ظرفیت ماشین-آلات، آن چیزی نیست که انتظار می‌رود؛ اندیشیدن هرگونه تدبیری برای اصلاح آن، اغلب با مشکل زیادی همراه است. سه دلیل مهم برای توضیح عواقب این انتخاب غیر صحیح عبارتند از:

1. interest cost
2. push back
3. expansion
4. hoisting shafts
5. drift
6. manway

۱-غالباً شرایط سنگ امکان ترمیم و بازسازی در زیرزمین را محدود می‌کند.

۲-نیاز به زمان آماده‌سازی طولانی در زیرزمین، اغلب بدین معنی است که پس از شروع استخراج، زمان کافی برای اصلاح اشتباهات وجود نخواهد داشت.

۳-این حقیقت که معدنکاری حرفه بسیار سرمایه‌بر است، بیانگر این نکته است که کوچک‌ترین اشتباهی در برنامه‌ریزی می‌تواند سودآوری کل معدنکاری را تحت‌الشعاع قرار دهد.

آماده‌سازی یک معدن بزرگ زیرزمینی می‌تواند پنج تا ده سال طول بکشد.بنابراین هزینه بهره در طول ایجاد معدن خیلی زیاد خواهد بود. به طوری که آن را می‌توان تا حدود ۳۰ تا ٤۰٪ کل سرمایه مورد نیاز پیش از شروع معدنکاری در نظر گرفت.

امکان استفاده از تراک‌ها برای حمل مواد معدنی در رمپ‌های زیرزمینی به یک سنگ‌شکن که در سطح زمین قرار دارد، باید در یک عملیات واقعی مورد آزمایش و بررسی قرار گیرد. چنین راه‌کاری مخصوصاً در معادن زیرزمینی کوچک و متوسط، برای دست‌یابی به تولید زودهنگام و کاهش نیازها به سرمایه و کاهش هزینه‌های بهره، دارای مزایای فراوانی است.

۲-٤-بهره‌وری، بهره‌برداری از زمان[1]، و هزینه‌های کارگری[2]

معمولاً برای یک معدن سطحی، بهره‌وری خیلی بیشتر از یک معدن قابل مقایسه زیرزمینی است (جدول ۲- ۲). این بدین معنی است که معادن زیر زمینی در مقایسه، به تعداد بیشتری از نیروی کار نیازمندند. در سال ۱۹۸۷ بهره‌وری متوسط در معادن فلزی روباز ایالات متحده حدود ۵۳ تن باطله و ماده معدنی به ازای هر ساعت کاری[3] بود. این در حالی است که مقدار متناظر زیرزمینی، تنها ۳/۸ تن بود.

1. time utilization
2. labor cost
1. 53 tons of waste and ore/employee-hr

صنعت زغال در این سال، ۵/٤ تن زغال شسته به ازای هر ساعت کاری در معادن سطحی تولید داشت و این مقدار برای معادن زیرزمینی تنها به ۲/٤ تن می‌رسید.

جدول ۲-۲- بهره‌وری در معادن فلزی و زغالی ایالات متحده در سال ۱۹۸۷

	Million Short Tons	*Million Employee - hr*	*Short Tons/ Employee - hr*
METAL MINES			
Surface			
Crude ore	*500*	*22.9*	*22.0*
Waste and ore	*1200*	*22.9*	*53.0*
Underground			
Waste and ore	*60*	*16.2*	*3.8*
COAL MINES			
Surface			
Clean coal	*533*	*98.4*	*5.4*
Undergroun			
Clean coal	*365*	*153.3*	*2*

Preliminary. Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.
Source: Anon., 1987d (Mineral Yearbook, US Bureau of Mines):
Anon., 1987b (Mines injuries and Work time Quarterly. MSHA

بهره‌وری، بالاخص در معادن زغال به طور عمده‌ای در طول دهه‌های اخیر بهبود یافته است. دلیل این امر هم بیشتر به ابداع تجهیزات بزرگ‌تر و بسیار انعطاف‌پذیرتر بر می‌گردد. بهره‌وری معادن روباز بزرگ، معمولاً از انواع کوچک‌تر آن خیلی بیشتر است. شرایط سنگ و محدود بودن فضا، امکان استفاده از تجهیزات بزرگ‌تر را در زیرزمین کاهش می‌دهد. از این جدول می‌توان دریافت که تا زمانی‌که تولید از یک میلیون تن در سال فراتر نرفته است، تفاوت چندان مهمی در بهره‌وری، بین معادن سطحی و زیرزمینی و یا بین گروه‌های مختلف تولید وجود ندارد. به هر حال، برای تولید سالانه بیشتر، معادن سطحی، به طور قابل ملاحظه‌ای بهره‌وری بیشتری از خود نشان می‌دهند.

جدول ۲- ۳- بهره‌وری معادن زغال ایالات متحده در سال ۱۹۸۷ به تفکیک نرخ تولید سالانه

Yearly Coal Production Thousand short Tons	*Klkl Short Tons of Coal/Employee-hr*	
	Surface	*Underground*
0- 50	*2.0*	*1.8*
50- 100	*2.7*	*2.6*
100- 150	*2.9*	*2.9*
150- 250	*3.1*	*2.8*
250- 500	*3.6*	*2.6*
500- 750	*3.5*	*2.4*
750- 1000	*3.9*	*2.2*
1000-	*8.3*	*2.8*
Average	*5.4*	*2.6*

Source: Anon., 1987a (injury Experiences in Coal Mining 1977, MSHA). Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.

بهره‌وری، به ویژه در معادن زیرزمینی شدیداً به روش استخراج، شرایط سنگ، نوع کانی، درجه اتوماسیون و غیره وابسته است (جدول ۲- ٤).

جدول ۲- ۴- حجم تولید و تعدا نیروی کار در صنایع معدنی ایالات متحده در سال ۱۹۸۷ به تفکیک نوع ماده معدنی استخراج شده

	Metal Mines	Non Metals	Stone, Sand and Gravel	Coal Mining
Production, Million tons of ore, coal, etc.	500**	1400*		898
Percentage mined by:				
Surface	90	95*		60
Underground	10	5*		40
Average number of employees, thousands	42	32	121	159
Percentage assigned to:				
Surface	29	22	55	32
Underground	21	12	2	52
Plants	39	52	28	10
Shops, offices	12	14	15	6
	100	100	100	100

* Combined figures for nonmetals, stone, sand and gravel
** Preliminary. Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.
Source: Anon, 1987b (*Mine Injuries and Worktime Quarterly*, MSHA).

معادن زیر زمینی بسیار بزرگ سنگ آهن سوئد،دارای بهره‌وری تقریباً برابر با ۱۲ تا ۱۵ تن ماده معدنی به ازای هر ساعت کاری دارند. یکی از دلایلی افزایش بهره‌وری در معادن سطحی (نسبت به زیرزمینی) این است که معمولاً زمان کاری کمتری برای انجام عملیاتی از قبیل حمل‌ونقل و جابجایی پرسنل، بین دهانه معدن[1] و جبهه کار صرف می‌شود. بدین ترتیب بهره‌وری بالاتر در معادن سطحی، باعث کاهش هزینه‌های تولید نسبت به معادن زیرزمینی به ازای هر تن خواهد شد.

قراردادهای دستمزد کاری، در بازه‌های کاری روزانه، هفتگی و سالانه معادن سطحی و زیر زمینی متفاوت است. اگر یک معدنچی زیرزمینی زمان کار هفتگی ٤٠ ساعت در هفته داشته باشد، برای هم‌قطار وی در یک معدن سطحی احتمالاً ٤٢ ساعت در هفته مورد نیاز خواهد بود. این اختلاف، روی تعداد نیروی کاری تأثیر می‌گذارد.

بسیاری از معادن سطحی ٢٤ ساعت در روز و تقریباً ٣٦٥ روز در سال عملیات انجام می‌دهند. سرمایه خیلی زیاد برای دست‌یابی به تجهیزات معادن روباز، نیاز به حداکثر ساعات ممکن در هر سال را به منظور کاهش تعداد ماشین‌آلات، لازم‌الاجرا می‌نماید. در حالت از کارافتادگی یکی از ماشین‌آلات، اغلب آسان ترین کار ممکن، جایگزینی آن با واحد یدکی است تا بتوان به تولید ماده معدنی ادامه داد. از طرف دیگر معادن زیرزمینی، به منظور تهویه و تعمیر و نگهداری[2] باید حدی برای زمان عملیات روزانه، هفتگی و سالانه قائل شوند. علاوه بر این، در معادن زغال زیرزمینی، عرف و سنت برخورد اتحادیه‌های کارگری، تاکنون از کار کارگران در تعطیلات آخر هفته جلوگیری کرده است. این عوامل موجب کاهش بهره‌برداری زمانی در معادن زغال زیرزمینی می‌شوند.

1. mine mouth
2. maintenance

اغلب دستمزد معدنچی‌ها در زیر زمین، نسبت به کار معادل آن در سطح زمین به ازای هر ساعت کاری بیشتر است. این عامل –اگر بهره‌وری و بهره‌برداری زمانی بهتر معادن سطحی را نیز به حساب آوریم– منجر به افزایش کلی هزینه، به ازای هر ساعت کار مؤثر در زیر زمین نسبت به سطح زمین خواهد شد.

در معادن سطحی، به ویژه در یک معدن روباز بزرگ که در آن فاصله حمل بین جبهه کار و سنگ شکن اولیه در سطح زمین نسبتاً زیاد است، بزرگ‌ترین بخش نیروی کار معمولاً در عملیات حمل و نقل به کار گرفته می‌شود. در معادن زیرزمینی، مخصوصاً آنها که کوچک‌ترند، بخش بزرگ‌تری از نیروی کار درگیر چالزنی و آتش‌کاری است.

۲–۵– ایمنی –حوادث ناشی از کار

اهمیت دادن و سلامتی در یک معدن، از وظایف اولیه مهندس مسئول است. در طول دهه گذشته، نسبت حوادث در صنایع معدنی ایالات متحده حدود ۵۰٪ کاهش یافته است و از حدود ٤٠ حادثه، بهازای هر یک میلیون ساعت کاری[1] به عدد ۲۰ رسیده است. نسبت حوادث هم در استخراج سطحی و هم در استخراج زیرزمینی با افت مواجه بوده است (جدول ۲– ۵).

شکل ۲– ۵– نرخ حوادث در صنایع معدنی ایالات متحده آمریکا در سال ۱۹۸۷

	Injuries All Occurrences	Injury Rate/ Million Hours	Injury Rate/ Million Tons*
METALLIC MINES			
Surface	736	32.1	1.5
Underground	969	60.0	16.0
NONMETALLIC MINES			
Surface	332	25.6	N/A
Underground	344	43.7	N/A
COAL MINES			
Surface	2,710	27.9	5.1
Underground	12,124	79.0	33.3

* Tons of crude ore or clean coal, respectively.
Note: MSHA normally shows the incidence rate per 200,000 hours.
Source: Anon, 1987b (*Mine Injuries and Worktime Quarterly*, MSHA).

1. 40 injuries/million employee-hr

اما این نسبت در زیر زمین خیلی بیشتر از سطح زمین است (حدود ٤٠ حادثه به ازای هر یک میلیون ساعت کاری برای زیرزمینی در مقایسه با کمتر از ٢٠ برای سطحی). هر چند سال ١٩٨٧ یک سال پر حادثه بود.

در ضمن، اگر اختلاف در بهره‌وری (و میزان تولید) نیز به حساب آورده شود، چنین برداشت می‌شودکه نسبت حوادث به ازای هر یک میلیون تن تولید، برای معادن زیرزمینی حدود ٥ تا ١٠ برابر معادن سطحی است (به جدول ٢- ٥ توجه کنید). بنابراین از نقطه نظر رفاه و آسایش نیروی کار، هر چه بیشتر بتوان مواد معدنی را توسط روش‌های سطحی استخراج کرد، بهتر است.

٢-٦- ملاحظات زیست‌محیطی

معمولاً یک معدن سطحی نسبت به معدن زیرزمینی، روی محیط زیست موجب دستکاری مرئی‌تر و عمیق‌تری می‌گردد. اغلب، مقادیر انبوهی باطله وروباره را باید در جایی انباشت کرد. سروصدا و ارتعاش هم مزاحمت‌های دیگری هستند که در محیط منتشر می‌شوند. در اطراف پیت، شاید لازم باشد که یک ناحیه ایمنی[1] (حائل) برای محافظت پرسنل و تجهیزات در مقابل پرتاب سنگ تعریف شود.

متصدیان معدن زغال سطحی باید الزامات اکید و قوانین مندرج در "کنترل استخراج سطحی و بازسازی فدرال[2]" را برآورده سازند که در سال ١٩٧٧ منتشر شده است. بازسازی نهایی، باید سطح زمین معدنکاری شده را به مکان‌های سودمند از قبیل مزارع کشاورزی، مناطق زیست حیات وحش و یا تفرج‌گاه‌هایی تبدیل کند.

در زیر زمین، مسائل زیست‌محیطی داخل معدن مربوط به آلودگی هوا نیز با اهمیت می‌باشند که عبارتند از: گرد و غبار، دودهای دیزلی، گازهای ناشی از مواد منفجره، گاز متان در معادن زغال وغیره.

1. safety zone
2. Federal Surface Mining Control & Reclamation

هزینه تهویه، اغلب بخش مهمی از هزینه استخراج زیرزمین را تشکیل می‌دهد. نیاز به تهویه پس از آتش‌کاری گاهی اوقات، چندین ساعت توقف در تولید را اجتناب‌ناپذیر می‌کند. تنها در مناطق با آب و هوای خیلی سرد و یا خیلی گرم، معدنچی‌ها تمایل بیشتری به کار در معادن زیرزمینی نسبت به معادن سطحی دارند.

۲-۷- مصرف انرژی

در نتیجه بالا رفتن قیمت محصولات نفتی در اوایل دهه ۱۹۷۰، علاقه به صرفه‌جویی در مصرف انرژی، مخصوصاً در طول دهه اخیر فزونی یافته است. اگر چه این قیمت امروزه اندکی فزونی یافته است، لیکن این موضوع اهمیت خود را از دست نداده است.

داده‌های منتشر شده نشان می‌دهند که در معادن سطحی، به ازای جابه‌جایی هر تن سنگ،به معادل ۵ تا ۱۰ کیلو وات ساعت انرژی نیاز است. هر چند در سال‌های اخیر به علت استفاده از واگن‌های برقی و حمل و نقل و سنگ‌شکنی برقی، استفاده از توان الکتریکی افزایش یافته است، لیکن هنوز هم بیشتر این انرژی از سوخت‌های دیزلی تأمین می‌شود. به طور متوسط، استخراج زیرزمینی معمولاً به معادل ۱۵ تا ۳۰ کیلووات ساعت انرژی نیاز دارد که این مقدار در روش کندوآکند کوچک به ۵۰ کیلووات هم می‌رسد. بخش زیادی از این توان از انرژی الکتریکی تأمین می‌شود. در طول سال‌های اخیر، تراک‌های الکتریکی و تجهیزات *LHD* توسعه یافته‌اند.

با وجود این‌که مصرف انرژی به ازای انتقال هر تن سنگ، در یک معدن سطحی بسیار کمتر از یک معدن زیرزمینی است، هزینه‌های انرژی در یک معدن سطحی نسبت به معادن زیرزمینی بخش بزرگ‌تری از کل هزینه استخراج را به ازای هر تن ماده معدنی یا به ازای هر واحد فلزی استخراج شده، تشکیل

می‌دهد. در نتیجه افزایش قیمت انرژی در آینده، به‌خصوص در محصولات نفتی، توان رقابتی روش‌های سطحی کاهش خواهد یافت.

۲-۸- صرف مواد منفجره

برداشت روباره و استخراج زغال در معادن سطحی، گاهی اوقات نیازمند هیچ‌گونه چال‌زنی و آتش-کاری نیست، اما در مورد بسیاری از سنگ‌ها بیش از این‌که بتوان مواد را انتقال داد، باید عملیات چال‌زنی و آتش‌کاری انجام گیرد. در هر حال، معمولاً هزینه‌های چال‌زنی و آتش‌کاری در یک معدن سطحی کمتر از معدن زیرزمینی است. برای این تفاوت هزینه چندین علت را می‌توان عنوان کرد: نخست این‌که، تجهیزات باربری سطحی، به خصوی تراک‌های تخلیه از عقب[1] معمولاً توانایی انتقال مواد دانه درشت-تری را نسبت به تجهیزات زیرزمینی دارند. این امر سبب می‌شود که خرج‌ویژه[2] در معادن سطحی به حداقل برسد. همچنین اغلب، احتمال استفاده از چال‌های با قطر و فاصله ردیفی بزرگ‌تر در معادن سطحی از معادن زیرزمینی بیشتر است. در آتش‌کاری سطحی، قطرهای چال ۱۰ تا ۱۵ اینچ (۲۵۰ تا ٤۰۰ میلی‌متر) متداول است، در حالی‌که اکثر معادن زیرزمینی، نوعاً از چال‌های با قطر کمتر از ٦/۵ اینچ (١٦۵ میلی‌متر) استفاده می‌کنند. ایجاد تونل و دریفت را معمولاً با استفاده از چال‌هایی با اندازه‌های حتی کمتر از این مقدار انجام می‌دهند.

در یک معدن سطحی، برای انجام عمل آتش‌کاری، سطوح آزاد متعددی وجود دارد؛ در حالی‌که در زیرزمین ممکن است تنها یک سطح آزاد در اختیار باشد. این عامل، کاهش مصرف مواد منفجره را در معادن سطحی امکان‌پذیرتر می‌کند. در سال‌های اخیر، در آن دسته از معادن سطحیفلزی ایالات متحده که عملیات چال‌زنی و عملیات آتش‌کاری مطرح مورد نیاز بوده است، خرج ویژه به طور متوسط حدود ۰/۳

1. rear- dump truck
1. power factor

تا ۰/۵ پوند، به ازای هر تن سنگ درجا (۰/۵–۰/۷ $kg/m3$) بوده است. برای معادن زیرزمینی اغلب، دو برابر این خرج ویژه مورد نیاز است. اما شرایط به طور عمده‌ای از معدنی به معدن دیگر و با نوع سنگ تغییر می کند.

به طور کلی، در ایالات متحده صنعت زغال بزرگ‌ترین مصرف کننده مواد منفجره است که حدود ۷۰٪ کل مصرف صنعتی این کشور را تشکیل می‌دهد و تقریباً همه این مواد منفجره در عملیات استخراج سطحی زغال استفاده می‌شوند

۲–۹– هزینه‌های استخراج

در معادن سطحی، به ویژه انواع بزرگتر آنها، فاصله باربری از جبهه کار تا سنگ‌شکن اولیه می‌تواند زیاد باشد و در این صورت، هزینه باربری ممکن است بخش بزرگی از کل هزینه‌ها را تشکیل دهد. در معادن زیرزمینی، به ویژه انواع کوچکتر آنها، هزینه چال‌زنی و آتش‌کاری که به منظور آماده سازی معدن انجام می‌شود، اغلب مهم‌تر جلوه می‌کند.

جدول ۲– ٦– هزینه‌ها در یک معدن سطحی

Annual production: 5.0 million tpy (4.5 million t/yr)	
Corresponding to: 15,000 tons/day (13,500 t/day)	
Investment in mining equipment:	
Drilling and blasting	$ 1.3 million
Loading	$ 3.6 million
Haulage	$ 7.1 million
	$12.0 million
Annual capital cost (10%, 5 yr):	
$12.0 million × 0.26 =	$ 3.1 million/year
Capital cost/ton:	$ 0.60/ton ($0.67/t)
Operating cost:	
Drilling and blasting	$ 0.30/ton ($0.33/t)
Loading and haulage	$ 0.80/ton ($0.88/t)
Auxiliary costs	$ 0.10/ton ($0.12/t)
Total mining cost:	$ 1.80/ton ($2.00/t)

Note: 1988 costs.
Source: Calculated from Anon., 1987c (*Cost Estimating System Handbook*, US Bureau of Mines).

چال‌زنی، آتش‌کاری، بارگیری، و باربری مثال‌هایی از هزینه‌های مستقیم در یک معدن به شمار می روند. در فرآیند محاسبه هزینه، به حساب آوردن هزینه‌های متفرقه[1] نیز دارای اهمیت است.

در یک معدن سطحی، هزینه‌های متفرقه مثل نگهداری، آبکشی، و تعمیر و نگهداری جاده معمولاً کوچک بوده و معادل حدود ۱۰ درصد کل هزینه‌های استخراج منظور می‌شوند. چنین هزینه‌های متفرقه-ای در زیرزمین بیشتر بوده و به ۲۰ تا ٤٠ درصد می‌رسند و هزینه‌های دیگری از جمله تهویه، روشنایی و غیره را نیز شامل می‌شوند. کل هزینه‌ها، به ازای هر تن از مواد جابه‌جا شده، معمولاً در یک معدن سطحی بسیار کمتر از یک معدن زیر زمینی است.

در تخمین هزینه کلی، به ازای هر تن ماده معدنی یا زغال تولید شده، باید استخراج سنگ باطله را مخصوصاً در یک معدن سطحی که نسبت باطله‌برداری آن بالاست- به حساب آورد.

۲-۹-۱- استخراج سطحی

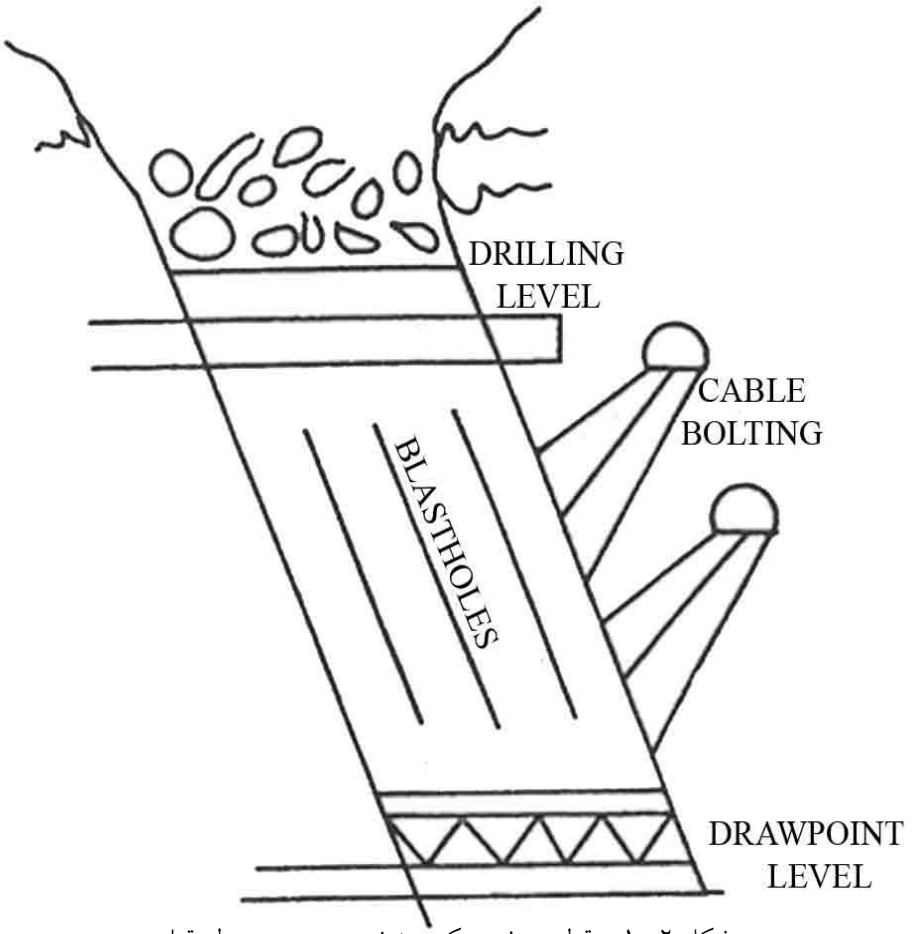
هزینه استخراج سطحی از معدنی به معدن دیگر متفاوت است. معادن بزرگتر، به ازای هر تن جابه-جایی، هزینه‌هایی می‌پردازند که به طور قابل ملاحظه‌ای نسبت به معادن کوچکتر، کمترند. جدول ۲-٦ تخمینی از کل هزینه‌های عملیات، شامل هزینه‌های سرمایه‌گذاری برای تجهیزات معدنکاری را برای یک معدن سطحی نشان می‌دهد.

۲-۹-۲- استخراجزیرزمینی

هزینه‌های استخراج زیرزمینی به طور عمده‌ای از معدنی به معدن دیگر متفاوت بوده و به عواملی چون فاصله و تعداد طبقات استخراجی، روش استخراج، نگهداری و غیره وابسته است. استخراج کندو-آکند یک روش پرهزینه و گران‌قیمت است. از طرف دیگر، تخریب بلوکی می‌تواند گاهی اوقات از لحاظ

1. auxiliary

هزینه قابل رقابت با استخراج سطحی باشد. جدول ۲- ۷ تخمینی از هزینه‌های عملیاتی را در یک معدن متوسط مقیاس با روش کارگاه باز[1] نشان می‌دهد که در ان از چال‌های انفجاری قطور، موازی و طویل استفاده می‌شود. این جدول برگرفته از کار تحقیقاتی بر روی یک معدن سوئدی است که در شمال این کشور قرار دارد. هزینه‌های استخراج مربوط به یک بلوک به ارتفاع ۳۳۰ فوت (۱۰۰ متر) از این ذخیره معدنی است. در بالای بلوک، یک طبقه چال‌زنی[2] توسعه یافته و در کف آن یک طبقه تخلیه (قیفی)[3] وجود دارد که در آن تجهیزات *LHD* ماده معدنی را به داخل تراک‌ها به منظور حمل از میان یک رمپ شیبدار به سطح زمین بارگیری می‌کنند.(شکل ۲- ۱)



شکل ۲- ۱- مقطع عرضی یک معدن زیرزمین متوسط مقیاس

1. Open stopping
2. drilling level
1. drawpoint level

جدول ۲-۷- هزینه‌های عملیاتی در یک معدن زیرزمینی

Production data summary:		
— Total amount of recoverable ore: 1.50 million tons (1.36 Mt) of which 100,000 tons are from development		
— Waste rock dilution: 10%		0.17 million ton (0.15 Mt)
— Total amount of crude ore:		1.67 million tons (1.51 Mt)
— Lifetime: 4 yr		
— Annual amount of crude ore:		0.42 million ton (0.38 Mt)
— Annual amount of ore excluding waste:		0.38 million ton (0.34 Mt)
Development costs:		$ Million
— Example drilling	18,000 ft × $30/ft (5,500 m × $100/m)	= 0.6
— Drifts	10,000 ft × $400/ft (3,000 m × $1,300/m)	= 4.0
— Raises	2,000 ft × $350/ft (600 m × $1,200/m)	= 0.7
— Cable bolting	70,000 ft × $8/ft (21,000 m × $30/m)	= 0.6
— Instruments		= 0.1
— Undercut level and draw points		= 0.6
— Misc.		= 0.4
		7.0
Annuity (4 yr, 10%)		$ Million/year
$7.0 million × 0.32		2.2
Development cost/ton of ore (excluding waste)		$/ton ($/t)
$\frac{\$2.2 \text{ million/yr}}{0.38 \text{ million tpy}} =$		5.8 (6.4)
Operating Costs:		$ Million
— Drilling	150,000 ft × $10/ft (45,500 m × $33/m)	= 1.5
— Blasting	1.40 million tons × $0.5/ton (1.26 Mt × $0.3/t)	= 0.7
— Loading	1.57 million tons × $1.6/ton (1.41 Mt × $1.8/t)	= 2.5
— Haulage	1.57 million tons × $1.6/ton (1.41 Mt × $1.8/t)	= 2.5
— Crushing	1.67 million tons × $0.1/ton (1.51 Mt × $0.1/t)	= 1.7
— Hoisting	1.67 million tons × $0.2/ton (1.51 Mt × $0.2/t)	= 0.3
— Auxiliary Costs Underground, 25%		= 2.4
— Misc.		= 0.4
		12.0
Operating cost/ton of ore (excluding waste)		$/ton ($/t)
$\frac{\$12.0 \text{ million}}{1.5 \text{ million tons}} =$		8.0 (8.8)
Total cost/ton of ore (excluding waste)		
5.8 + 8.0 =		13.8 (15.3)

Note: Capital costs for mining equipment included in unit costs. No investment costs for haulage and ventilation system, crushers, etc., included.
Source: Nilsson, 1985.

جدول ۲- ۷ نشان می‌دهد که محاسبه هزینه‌ها برای استخراج زیرزمینی شامل تخمین هزینه‌ها برای اقلام بسیار مختلفی است. کل هزینه به ازای هر تن ماده معدنی خام برای این معدن که تاکنون حدود ٤٣ درصد از مسیر توسعه را پیموده است، $١٤ تخمین زده شده است. هر چند که وجود تفاوت در حجم تولید سطحی و زیرزمینی و غیره، نتیجه گیری در مورد آینده را مشکل می‌کند، با این حال از این جدول می‌توان دریافت که استخراج زیرزمینی بر مبنای هزینه تولید واحد وزن ماده معدنی، بسیار گران‌تر از استخراج سطحی است.

در یک معدن سطحی، قسمت بزرگی از هزینه‌های عملیاتی، قابل تغییر است. اگر یک مدیر معدن سطحی، قصد کاهش تولید را داشته باشد، اغلب، امکان فروش تجهیزات معدنکاری به دلیل وجود بازار بزرگی برای چنین تجهیزاتی که در صنایع دیگری نیز کاربرد دارند، وجود خواهد داشت.

استخراج زیرزمینی به تجهیزات خاص بیشتری نیاز دارد که فقط در معادن زیرزمینی کاربرد دارند. در ضمن، اغلب مقدار زیادی از سرمایه در مورد چاه‌ها و سیستم‌های باربری به کار گرفته می‌شوند. بنابراین درست‌تر این است که یک معدن زیرزمینی، تا زمانی که درآمدها هزینه‌های عملیاتی متغیر را پوشش می دهند، به تولید خود ادامه دهد؛ حتی اگر عملیات بر مبنای کل هزینه تولید ماده معدنی[1] (هزینه‌های عملیاتی به علاوه هزینه‌های سرمایه‌ای)، سودآور نباشد.

۲-۱۰- بازیابی ماده معدنی، عیار حد، و ترقیق

معمولاً در یک معدن سطحی، بازیابی کل کانسنگ یا زغال تقریباً امکان‌پذیر است. در معادن زیرزمینی، بازیابی معمولاً کمتر بوده و به روش استخراج انتخاب شده بستگی دارد. در روش استخراج کندوآکند، امکان داشتن بازیابی زیاد وجود دارد. اما هزینه این نوع استخراج نیز بالاست. با روش‌های استخراج تخریبی، معمولاً امکان استخراج همه امکان همه کانسنگ آتش‌کاری شده وجود ندارد زیرا در

1. On a unit cost basis

این صورت ترقیق باطله خیلی زیاد خواهد شد (معمولاً ۱۵ تا ۲۵ درصد از کانسنگ ضایع می‌شود). در روش اتاق و پایه نیز، ۱۵ تا ۲۵ درصد و یا بیشتر، کانسنگ در پایه‌های نگهداری بر جای خواهد ماند.

در استخراج زیرزمینی زغال با روش اتاق و پایه، بازیابی به طور میانگین ۵۰ درصد و با استفاده از روش جبهه کار بلند، این مقدار ممکن است به ۸۰ درصد برسد. هزینه‌های استخراج زیرزمینی بیشتر از هزینه‌های استخراج سطحی هستندکه این بدان معنی خواهد بود که معمولاً در یک معدن سطحی، می‌توان از عیار حد پایین‌تری استفاده کرد. به عنوان یک قاعده کلی، برای یک ذخیره معدنی معین، روش های سطحی امکان استخراج بخش بیشتری از آن ذخیره را نسبت به روش‌های زیرزمینی می‌دهند.

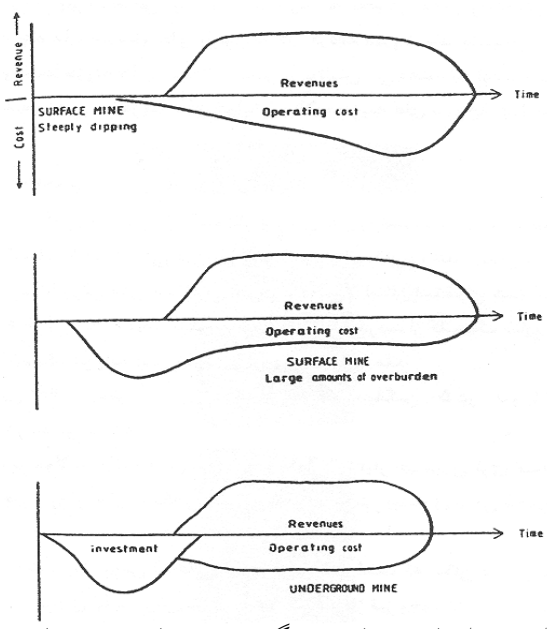
روش استخراج کندوآکند، یک روش انتخابی، لیکن گران‌قیمت است که امکان داشتن بازیابی بالا و ترقیق پایینی را مهیا می‌کند. این امکان، همچنین در مراحل اولیه روش اتاق و پایه و کارگاه باز نیز وجود دارد. سایر روش‌های زیرزمینی، ممکن است به واسطه تخریب سقف و یا کمر بالا دچار ترقیق شوند. بیشتر اوقات، ۲۰ تا ۳۰ درصد از تناژ استخراجی مربوط به سنگ درونگیر است که موجب هزینه‌های اضافی می شود. این نوع ترقیق، اغلب دارای دانه‌بندی درشتی می‌باشد که خود، موجب هزینه‌های اضافی و هدر روی ظرفیت تولید در معادن زیرزمینی خواهد شد.

۲-۱۱- ملاحظات کلی در انتخاب یکی از روش‌های استخراج سطحی یا زیرزمینی

اگر یک کانسار یا لایه زغال، در یک عمق نسبتاً زیاد واقع شده باشد، یک مهندس معدن با تجربه به آسانی می‌تواند با استفاده از تخمین نسبت باطله‌برداری کلی، امکان استخراج سطحی را ارزیابی کند. بدین شکل که اگر نسبت باطله‌برداری محاسبه شده، اساساً از مقدار مربوط به معادن سطحی مشابه فراتر رود، احتمالاً استخراج سطحی کنار گذاشته خواهد شد. با این حال، نمونه‌هایی وجود دارند که در شرایط کاری بد و سقف ضعیف، با این وجود نسبت باطله‌برداری بالا، استخراج سطحی نسبت به استخراج

زیرزمینی مقدم بوده است. نمونه‌هایی نیز وجود دارند که در آن ملاحظات زیست‌محیطی در مجاورت ساختگاه معدن به استخراج زیرزمینی ضرورت بخشیده است.دوم اینکه، مواردی وجود دارد که پیش از اینکه راجع به روش سطحی یا زیرزمینی تصمیمی اتخاذ شود، یک امکان‌سنجی انجام می‌گیرد. در این راستا، به وسیله تخمین دقیق عیار و تناژ ذخیره، یک همسنجی (مقایسه) اقتصادی بین روش‌های استخراج روباز و زیرزمینی باید آغاز گردد. برای این دو روش، عیارهای حد، بازیابی ماده معدنی، و غیره متفاوت خواهند بود.

در گام بعدی، طرح و محاسبات مربوط به هر دو روش استخراج زیرزمینی و سطحی باید مورد مطالعه قرار گرفته، میزان باطله‌برداری، ترقیق و غیره باید تخمین زده شود. با در نظر گرفتن (نیاز) بازار اندازه ذخیره، میزان توانایی و ظرفیت تولید و غیره، یک نرخ تولید سالانه منطقی باید انتخاب شود. برای هر دو روش استخراج، نیازهای مربوط به ماشین‌آلات، انرژی و نیروی کار باید مطالعه گردد. هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌ای باید تخمین زده شده، درآمدها برآورد شده، و پروفیل جریان نقدینگی برای هر گزینه[1] رسم گردد.



شکل ۲-۲-مثال‌هایی از پروفیل‌های جریان نقدینگی جهت مقایسه بین معادن سطحی و زیرزمینی

1. alternative

پروفیل جریان نقدینگی می‌تواند کاملاً متفاوت باشند و بنابراین حتی اگر سودآوری نهایی برای دو گزینه مختلف یکسان باشد، انتخاب بین یکی از گزینه‌های استخراج سطحی و یا زیرزمینی می‌تواند برای سال‌ها، روی وضعیت اقتصادی یک شرکت تأثیرگذار باشد. شکل ۲- ۲ نشان می‌دهد که پروفیل‌های جریان نقدینگی تا چه حد می‌توانند متفاوت باشند. مورد اول، یک کانسار با شیب زیاد در نزدیکی سطح زمین است. در آغاز، فعالیت‌های باطله‌برداری و بنابراین هزینه‌های عملیاتی کم می‌باشند؛ به ویژه اگر از تجهیزات اجاره‌ای یا پیمانکار استفاده شده باشد. با عمیق‌تر شدن معدن، مقدار باطله‌ای که باید برداشته شود بیشتر و بیشتر می‌شود.

در مورد پروفیل دوم، پیش از اینکه عملیات استخراج ماده معدنی آغاز گردد، مقادیر انبوهی از روباره و باطله باید برداشت گردد. در این حالت، در مراحل اولیه به سرمایه زیادی نیاز خواهد بود.

مورد سوم بیانگر یک معدن زیرزمینی است که در آن پیش از اینکه درآمدی حاصل شود، به سرمایه گذاری بسیار زیادی نیاز خواهد بود. به دلیل بازیابی کمتر، عمر معدن نیز کوتاه خواهد بود. بنابراین توان مالی شرکت نیز می‌تواند روی انتخاب روش تأثیر بگذارد. در صورت کمبود پشتوانه مالی، انتخاب راهکاری با نیاز به سرمایه‌گذاری کمتر، جذابیت و لزوم بیشتری را در پی خواهد داشت.

سرانجام، استخراج سطحی و زیر زمینی را می‌توان با محاسبه هزینه‌های کلی استخراج، ارزش خالص فعلی[1] و غیره با یکدیگر مقایسه کرد. در چنین مقایسه‌ای، همه عوامل و هزینه‌هایی که در این دو گزینه با یکدیگر تفاوت دارند از جمله: نرخ تنزیل (نرخ ثابت نزول بانکی)[2]، باید منظور شوند. احتمال افزایش بهره‌وری، اتوماسیونو غیره در آینده باید مورد مطالعه قرار گرفته و اثرات مقررات جدید و محدودیت های زیست‌محیطی باید بحث گردد. آنالیز حساسیت و ریسک باید انجام گیرد تا مشخص

1. Net Present Value
1. discount rate

شود. در صورت افت تقااضا، کمبود نیروی کار، افزایش هزینه‌های انرژی و غیره در آینده چه رخ خواهد داد.

۲-۱۲- مطالعه دو ذخیره معدنی

برای به تصویر کشیدن چگونگی مقایسه استخراج روباز با زیرزمینی، دو مثال ساده شده در ادامه نشان داده خواهند شد.

مثال اول یک ذخیره افقی است که به وسیله مقادیر انبوهی روباره پوشیده شده است. این ذخیره را می توان تماماً با استفاده از روش‌های سطحی یا زیرزمینی استخراج کرد.

مثال دوم یک ذخیره با شیب زیاد است که در ابتدا به عنوان یک معدن روباز و در نهایت با استفاده از روش‌های زیرزمینی استخراج خواهد شد.

اندازه این دو ذخیره یکسان بوده و برابر است با: ۳۳۰۰ فوت در ۳۳۰ فوت در ۱۶۵۰ فوت (۱۰۰۰ در ۱۰۰ در ۵۰۰ متر) و این متناظر است با تناژ کلی ۱۶۵ میلیون تن ذخیره، که بدین طریق محاسبه شده است:

$$= 165 \times 10^6 tons 3300\ ft \times 330\ ft \times 1650\ ft \times 0.09\ tons/ft^3$$

$$1000\ m \times 100\ m \times 500\ m \times 3.3\ tons/m^3 = 165 \times 10^6\ tons$$

میانگین محتوی مس ۲٪ است که در کل بخش‌های کانسار توزیع یکنواختی دارد. هیچ محصول فرعی[1] فلزی دیگری نیز در ذخیره وجود ندارد. تولید سالانه ماده معدنی خام ۵ میلیون تن فرض خواهد شد.

در استخراج روباز، تراک‌های دیزلی سنگ‌های خرد شده را تاسطح زمین حمل خواهند کرد. همه پیت ها، زاویه شیروانی معادل با ٤٥ درجه خواهند داشت. ماده معدنی خام در کارخانه‌ای در سطح زمین

1. by product

خرد خواهد شد. کنسانتره مس، از کارخانه فلوتاسیون به یک کوره ذوب و تصفیه در ناحیه، برای اعمال فرآیندهای اضافی روی آن و تهیه مس تصفیه شده ارسال خواهد شد. تولید سالانه مس تصفیه شده ۷۵،۰۰۰ تن خواهد بود که چنین به دست آمده است:

$$5 \text{ million tpy} \times 2\% \text{ Cu} \times 75\% \text{ recovery} = 75{,}000 \text{ ton/yr}$$

در مورد استخراج زیرزمینی، روش استخراج از طبقات فرعی با بلوک‌های بلند استفاده خواهد شد که در کف هر بلوک نقاط تخلیه و افق بارگیری قرار گرفته است. فرض بر این خواهد بود که در کف کانسار یک طبقه باربری راه‌اندازی شده است. سنگ‌های شکسته شده، از طبقات بارگیری به داخل دویل‌های ماده معدنی تخلیه خواهند شد. از پایین این دویل‌ها، تراک‌ها ماده معدنی را به یک ایستگاه سنگ‌شکنی اولیه حمل خواهند شد. سپس از طریق یک چاه قائم، این مواد معدنی تا سطح زمین بالا کشیده خواهند شد.

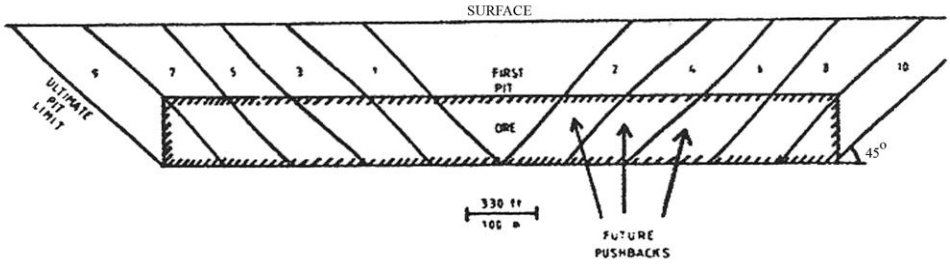
هزینه‌های زیر، در بررسی‌ها مورد استفاده قرار خواهند گرفت.

هزینه باطله‌برداری	*1.80$/ton of Waste*
هزینه استخراج ماده معدنی از معدن روباز	*1.80$/ton of ore*
هزینه استخراج زیرزمینی	*13.50 $/ton of ore*
سرمایه‌گذاری برای معدن زیرزمینی	۷۵ میلیون دلار
کانه‌آرایی و تغلیظ [1] ماده معدنی و متفرقه	٤٠ میلیون دلار در سال
سرمایه‌گذاری در کارخانه کانه‌آرایی و سایر تأسیسات	۲۰۰ میلیون دلار
نرخ تنزیل	٪۱۰

در اینجا به منظور تسهیل در محاسبه، چنین فرض شده است که هزینه استخراج مستقل از عمق است. دو قیمت مختلف برای مس مورد استفاده قرار خواهد گرفت؛ این قیمت‌ها عبارتند از:۲ و ۳ دلار به ازای هر کیلوگرم از مس تصفیه شده (تقریباً معادل با ۱ و ۱/۵ دلار به ازای هر پوند).

1. benefication

۲-۱۳- استخراج یک ذخیره معدنی افقی با روش روباز یا زیرزمینی با در نظر گرفتن تغییر در ضخامت روباره:



شکل ۲- ۳- مقطع طولی ذخیره مس فرضی

مثال ۱- ذخیره، طولی برابر با ۳۳۰۰ فوت (۱۰۰۰ متر)، عرض متوسط ۱٦٥۰فوت (۵۰۰ فوت) و ضخامتی معادل ۳۳۰ فوت (۱۰۰ متر) دارد. سه حالت فرضی در نظر گرفته خواهد شد که در آنها، ذخیره توسط ۳۳۰ فوت (۱۰۰ متر)، ۵۰۰ فوت (۱۵۰متر) و یا ٦٦۰ فوت (۲۰۰ متر) روباره پوشیده شده است. این ذخیره را می‌توان تماماً توسط روش روباز یا زیرزمینی استخراج کرد. بنابراین باید یکی از این دو روش استخراج از همان شروع فعالیت، انتخاب شود.

برای شروع تولید توسط روش روباز، نخست باید مقداری از باطله را برداشت. بعدها با انجام هر گسترش (پوش‌بک) جدید، می‌توان به بخش‌های دیگر کانسار دست یافت. مقادیر باطله با رفتن به عمق ذخیره افزایش خواهد یافت. شکل ۲- ۳ یک مقطع طولی از ذخیره مورد نظر را در حالت استخراج روباز نشان می‌دهد. اگر روباره ذخیره معدنی، خیلی ضخیم باشد، روش زیرزمینی بیشتر به صلاح خواهد بود. سؤال این است که: روباره تا چه حد می‌تواند ضخامت داشته باشد تا چنین اتفاقی رخ ندهد؟

جدول ۲-۸ تعدادی از داده‌های برنامه‌ریزی معدن را نشان می‌دهد. قبل از اینکه بتوان تولید ماده معدنی را در معدن روباز آغاز کرد، باطله‌ای معادل ۸۱/۱٤٥، ۱٤٤/۹، ۲۳۰ میلیون تن باید برداشت گردد.

جدول ۲ – ۸– خلاصه داده‌های برنامه‌ریزی معدن برای یک ذخیره افقی

Open Pit Mining	Waste Thickness 330 ft (100 m)	500 ft (150 m)	660 ft (200 m)
Waste, million tons			
— first pit	81.1	144.9	230.0
— in each push-back 1–8	26.8	40.8	56.6
— in each push-back 9–10	34.2	49.3	63.9
	363.8	570.0	810.5
Ore, million tons			
— first pit	16.5	16.5	16.5
— in each push-back 1–8	16.5	16.5	16.5
— in each push-back 9–10	8.3	8.3	8.3
	165.0	165.0	165.0
Average stripping ratio	2.2/1	3.4/1	4.9/1
Annual ore production million, tpy	5.0	5.0	5.0
Lifetime, yr	33.0	33.0	33.0
Year when waste rock stripping must start	−3.0	−4.5	−6.0
Waste rock stripping million, tpy			
— yr - 6			38.3
— yr - 5		16.1	38.3
— yr - 4		32.2	38.3
— yr - 3	27.0	32.2	47.7
— yr - 2	27.0	41.2	47.7
— yr - 1	27.0	41.2	47.7
— yr 1–30	9.4	13.6	18.4
Underground Mining			
In Situ Ore, million tons	165.0	165.0	165.0
Lifetime, yr	26.5	26.5	26.5
given by:	165.0 million tons × 0.8 recovery / 5.0 million tons/yr		

Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.

با فرض اینکه سالانه بتوان به طور متوسط، دو پله ۵۵ فوتی (۱۷ متری) از باطله را برداشت کرد، برداشت سنگ باطله، باید ۳، ٤/٥ و ٦ سال پیش از آغاز استخراج ماده معدنی، شروع شود.

جدول ۹: ارزش های خالص فعلی استخراج روباز یک ذخیره افقی با ضخامت های مختلف باطله

	Waste Thickness 330 ft (100 m)	500 ft (150 m)	660 ft (200 m)
Revenues per year, $ million, 75,000 tons × $1800/ton	135.0	135.0	135.0
Operating cost per year (excluding waste), $ million			
Ore mining			
5.0 million tons × $1.8/ton	−9.0	−9.0	−9.0
Ore beneficiation and misc.	−40.0	−40.0	−40.0
Smelting and refining			
75,000 tons × $540/ton	−40.5	−40.5	−40.5
Annual income, $ million (excluding costs for waste rock)	+45.5	+45.5	+45.5
Net present values, $ million (10%)			
NPV of annual income, excluding waste rock (33 yr)			
$45.5 million tpy × 9.57	435.4	435.4	435.4
NPV of costs for waste rock stripping			
$1.80/ton × (27.0 × 3.31[x] + 9.4 × 9.42[xxx]) =	320.3		
$1.80/ton × (16.1 × 1.46[xxx] + 32.2 × 1.33 + 32.2 × 1.21 + 41.2 × 1.10 + 41.2 × 1.00 + 13.6 × 9.42) =		−575.8	
$1.80/ton × (38.3 × 7.72[x] + 9.4 × 3.31[x] + 18.4 × 9.24[xxx]) =			−894.3
Capital investment	−200.0	−200.0	−200.0
Grand total, $1.00/lb ($2/kg)	−84.9	−340.4	−658.9
Grand total, $1.50/lb ($3/kg)	+561.0	+305.5	−12.9

[x] uniform series future-value factors.
[xx] uniform series present-value factors.
[xxx] single present-value factors.
Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.

جدول ۹ محاسبه ارزش خالص فعلی (NPV) را برای استخراج روباز و ضخامت‌های مختلف باطله روی ذخیره معدنی نشان می‌دهد. نتایج این محاسبات به صورت مقایسه‌وار در زیر آمده است:

	NPV ($ Million)	
Waste Thickness	$1.00/lb ($2.00/kg)	$1.50/lb ($3.00/kg)
330 ft (100 m)	−84.9	+561.0
500 ft (150 m)	−340.4	+305.5
660 ft (200 m)	−658.9	−12.9

با قیمت مس یک دلار بر پوند (دو دلار بر کیلوگرم)، همه مقادیر منفی شده‌اند و بدین معنی است که سرمایه‌گذاری ۲۰۰ میلیون دلار برای شروع تولید سودآور نخواهد بود. اما همچنین این مقادیر نشان می دهند که با قیمت مس ۱/۵ دلار بر پوند (۳ دلار بر کیلوگرم)، سرمایه‌گذاری ۲۰۰ میلیون دلار، حتی اگر ذخیره تقریباً با ٦٦٠ فوت (۲۲۰متر) روباره پوشیده شده باشد، سودآور خواهد بود.

حال امکان استفاده از استخراج زیرزمینی، چگونه روی نتیجه به دست آمده تأثیر خواهد گذاشت؟ جدول ۲- ۱۰ محاسبه NPV را برای این ذخیره در حالت استخراج زیرزمینی نشان می‌دهد. این جدول نشان می‌دهد که با قیمت مس معادل ۱ دلار بر پوند (۲ دلار بر کیلوگرم)، درآمدها آنقدر کافی نخواهند بود که هزینه‌های عملیاتی را پوشش دهند. اما با قیمت ۱/۵ دلار بر پوند (۳ دلار بر کیلوگرم)، به کار بستن کلیه سرمایه‌گذاری و شروع استخراج مقرون به صرفه و سودآور خواهد بود.

جدول ۲- ۱۰- ارزش خالص فعلی استخراج زیرزمینی ذخیره افقی

Revenues per year, $ million	
75,000 tons × $1800/ton	135.0
Operating cost per year, $ million ore mining	
5.0 million tons × $13.50/ton	−67.5
Ore beneficiation and misc.	−40.0*
Smelting and refining	−40.5*
Annual income, $ million, at $1.00/lb ($2/kg)	−13.0
Annual income, $ million, at $1.50/lb ($3/kg)	+54.5
Net present values (10%), $ million	
NPV of annual income, $1.50/lb ($3/kg) (26.5 yr)	
$54.5 million/year × 9.20 =	+501.4
Underground investment	−75.0
Capital investment on surface	−200.0
Grand total, $1.50/lb ($3/kg)	+226.4

* Same costs used as for open pit mining. Waste rock dilution can increase these costs. Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.

با مقایسه جدول ۹ و ۱۰ می‌توان نتیجه گرفت که استخراج به روش روباز اگر ضخامت روباره از حدود ۵۵۰ فوت (۱۶۵ متر)تجاوز نکند، به روش زیرزمینی برتری دارد. اگر ذخیره در عمقی بیشتر از این قرار گیرد، باید از روش زیرزمینی استفاده گردد. این راه‌حل نشان می‌دهد که استخراج روباز، تا هنگامی باید مورد استفاده قرار گیرد که متوسط نسبت باطله‌برداری کمتر از ۳/۵ باشد. اگر نیاز به برداشتن سنگ باطله بیشتری به ازای هر تن از ماده معدنی وجود داشته باشد، استخراج زیرزمینی ارجحیت پیدا می‌کند. به شکلی ساده، تنها با مقایسه ارزش سرمایه کلیه هزینه‌ها، می‌توان راه‌حلی تقریبی برای اینگونه مسائل ارائه نمود.

اما به دلیل اختلاف در بازیابی ماده معدنی، توصیه بر این است که در هرگونه تحلیل اقتصادی، درآمدها نیز در نظر گرفته شوند.

۲-۱٤- بهینه‌سازی عمق، در تبدیل از روباز به زیرزمینی

با عمیق‌تر شدن یک معدن سطحی، سنگ باطله بیشتر و بیشتری باید برداشت گردد. ادامه استخراج سطحی تا جایی امکان‌پذیر است که هزینه استخراج یک پله دیگر، کمتر از استخراج زیرزمینی آن مقدار از ماده معدنی باشد و علاوه بر این، هزینه‌ها توسط درآمدها پوشش داده شوند. برای تفهیم بهینه‌سازی عمق تغییر از استخراج روباز به زیرزمینی، یک مثال ساده شده مورد استفاده قرار گرفته است.

جدول ۲- ۱۱- خلاصه داده‌های برنامه‌ریزی معدن برای ذخیره با شیب زیاد

Open Pit Mining	Final Open Pit Depth			
	330 ft (100 m)	500 ft (150 m)	660 ft (200 m)	825 ft (250 m)
Waste, million tons	40.2	98.0	173.4	281.4
Ore, million tons	33.0	50.0	66.0	83.0
Stripping ratio, average	1.2	1.9	2.6	3.4
Stripping ratio, for deepest part	2.5	3.3	4.7	6.5
Annual ore production, million tpy	5.0	5.0	5.0	5.0
Lifetime, yr	6.7	10.0	13.3	16.7
Waste rock stripping, million tpy	6.0	9.8	13.1	17.0
Underground				
In situ ore, million tons	132.0	115.0	99.0	82.0*
Lifetime, yr	21.3	18.7	16.0	13.1**

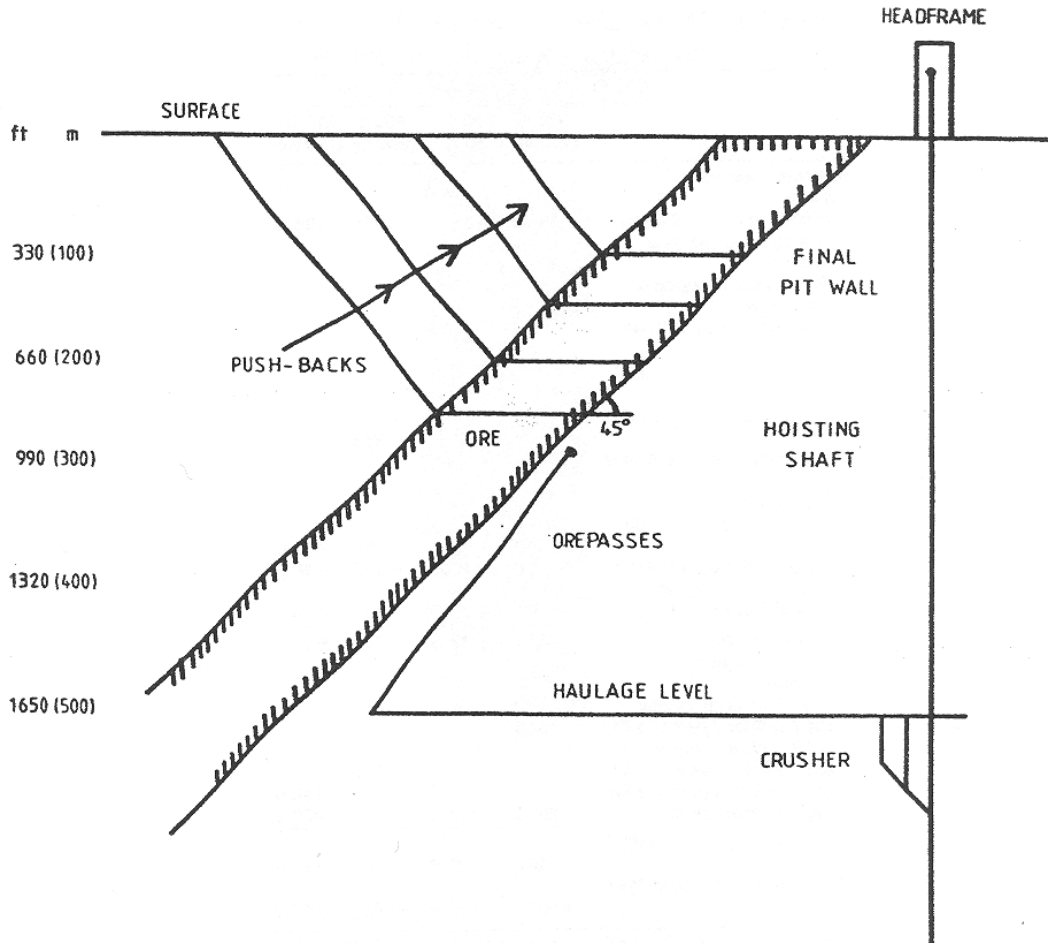
*given by: 165.0 − 83.0 = 82.0 million tons

** given by: $\frac{82.0 \text{ million tons} \times 0.8 \text{ recy.}}{5.0 \text{ million tons/yr}} = 13.1 \text{ yr}$

Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.

مثال ۲- یک ذخیره فرضی مس شیبدار با همان ابعاد قبل یعنی: طولی برابر ۳۳۰۰ فوت (۱۰۰۰ متر)، عرض متوسط ۱٦۵۰ فوت (۵۰۰ متر) و ضخامتی معادل ۳۳۰ فوت (۱۰۰ متر) مد نظر قرار گرفته است.

این ذخیره در ابتدا باید با روش‌های سطحی استخراج گردد. چهار عمق مختلف برای این پیت مورد مطالعه قرار گرفته می‌گیرند: ۳۳۰، ۵۰۰، ٦٦٠ و ۸۲۵ فوت (۱۰۰، ۱۵۰، ۲۰۰ ۲۵۰ متر). جدول ۲- ۱۱ مختصراً تعدادی از داده‌های برنامه‌ریزی این معدن را برای استخراج تا عمق ۱٦۵۰ فوت (۵۰۰ متر) بیان می‌کند. شکل ۲-مقطعی از کانسار را با عمق‌های پیشنهادی مختلف معدن روباز به همراه تأسیسات زیرزمینی نشان می‌دهد.



شکل ۲- ٤- مقطع عرضی مس فرضی، باشیب زیاد

در یک موقعیت حقیقی، طرح‌های تفصیلی استقرار معدن روباز، برای هر عمق نهایی باید به طور مجزا بسط داده شوند. در گام بعدی، طرح‌های تفصیلی استخراج، به ویژه برای برداشت روباره، باید بسط

داده شوند (در مثالی که در اینجا آمده است، برای اجتناب از طولانی شدن توضیحات، طرح‌های استخراج ساده‌سازی شده‌ای مورد استفاده قرار گرفته‌اند).

دو گزینه برای محاسبه عمق نهایی پیت وجود دارد:

۱- محاسبه سود و هزینه ماده معدنی در عمق‌های نهایی مختلف پیت. هنگامی‌که هزینه عمیق‌تر کردن پیت از هزینه استخراج زیرزمینی فراتر رفت، باید روش را به استخراج زیرزمینی تغییر داد. اگر هزینه استخراج زیرزمینی بیش از درآمد متناظر با آن هزینه بود، استخراج زیرزمینی هم سودآور نیست.

۲- محاسبه NPV جریان نقدینگی کل معدن برای عمق‌های نهایی مختلف پیت. آن عمق نهایی که بیشترین ارزش را به بار می‌آورد، بهترین گزینه خواهد بود.

این دو روش تقریباً نتایج یکسانی را در برخواهد داشت، اگرچه هر روش مزایا و معایب مربوط به خود را داراست.

عیب روش اول این است که مقادیر به دست آمده به خواننده چیزی راجع به سودآوری کلی مجموعه معدن تفهیم نمی‌کند و همین طور این مقادیر را نمی‌توان با نیاز سرمایه‌ای کارخانه فرآوری و غیره مقایسه کرد.

برای تعیین سودآوری کلی، NPV باید محاسبه شود. همچنین، روش اول تفاوت‌ها در بازیابی‌های ماده معدنی را به طور کامل به حساب نمی‌آورد. بنابراین در اینجا از روش دوم استفاده خواهد شد.

جدول ۲- ۱۲- ارزش‌های خالص فعلی گزینه‌های پیشنهادی مختلف معدن روباز برای ذخیره با شیب زیاد

	Final Open Pit Depth			
	330 ft (100 m)	500 ft (150 m)	660 ft (200 m)	825 ft (250 m)
Revenues per year, $ million				
75,000 ton × $1800/ ton	135.0	135.0	135.0	135.0
Operating cost per year, $ million				
Waste rock stripping on average				
6.0 million tons × $1.80/ ton	−10.8			
9.8 million tons × $1.80/ ton		−17.6		
13.1 million tons × $1.80/ ton			−23.6	
17.0 million tons × $1.80/ ton				−30.6
Ore mining				
5.0 million tons × $1.80/ ton	− 9.0	− 9.0	− 9.0	− 9.0
Ore beneficiation and misc.	−40.0	−40.0	−40.0	−40.0
Smelting and refining				
75,000 tons × $540/ton	−40.5	−40.5	−40.5	−40.5
Annual income, $ million	+34.7	+27.9	+21.9	+14.9
Net present values, $ million				
NPV of annual income				
$34.7 million/year × 4.71*	184.4			
$27.9 million/year × 6.14*		171.3		
$21.9 million/year × 7.18*			157.5	
$14.9 million/year × 7.96*				118.6
Capital investment	−200.0	−200.0	−200.0	−200.0
Grand total @ $1.00/lb ($2/ kg)	−16.4	−28.7	−42.5	−81.4
Grand total @ $1.50/lb ($3/ kg)	+301.5	+385.8	+442.8	+455.9

* Uniform series present value factors for 10% and 6.7, 10.0, 13.3, and 16.7 yr, respectively. Conversion factor: 1 ton = 0.9072 t.

جدول ۲- ۱۲ محاسبات *NPV* مربوط به گزینه‌های مختلف معدن روباز را نشان می‌دهد:

	NPV ($ Million)	
Open Pit Depth	$1.00/lb ($2.00/kg)	$1.50/lb ($3.00/kg)
330 ft (100 m)	−16.4	301.5
500 ft (150 m)	−28.7	385.8
660 ft (200 m)	−42.5	442.8
825 ft (250 m)	−81.4	455.9

با قیمت مس ۱ دلار بر پوند (۲ دلار بر کیلوگرم)، همه مقادیر منفی هستند که این بدین معنی است که سرمایه‌گذاری ۲۰۰ میلیون دلار برای شروع تولید سودآور نیست. معدن روباز را تنها در صورتی می توان راه‌اندازی نمود که تأسیسات پرعیارسازی و غیره از پیش در محل معدن موجود باشد. در چنین مواردی نیز، عمق پیت به کمتر از ۳۳۰ فوت (۱۰۰ متر) محدود می‌شود.

این مقادیر همچنین نشان می‌دهند که اگر قیمت مس ۵۰٪ افزایش پیدا کرده و به ۱/۵ دلار بر پوند (۳ دلار بر کیلوگرم) برسد، استخراج از پیت را می‌توان تا عمق ۸۲۵ فوت (۲۵۰ متر) ادامه داد و سرمایه-گذاری در کارخانه کانه‌آرایی و غیره برای شروع تولید سودآور خواهد بود.

یک عامل مهم و اغلب فراموش شده، که باید آن را به حساب آورد نرخ تنزیل است. اگر در محاسبات فوق هیچ نرخ تنزیلی منظور نشود، ممکن است چنین نتیجه گرفته شود که استخراج روباز تا حد بسیار عمیق‌تر نیز اقتصادی خواهد بود. اگر شیب دیواره نهایی معدن زیادتر باشد، میزان باطله‌برداری مورد نیاز کاهش یافته و امکان داشتن پیت نهایی عمیق‌تری نیز فراهم می‌شود.

جدول ۲- ۱۳- ارزش‌های خالص فعلی استخراج زیرزمینی ذخیره با شیب زیاد

Revenues		
75,000 ton × $1800/ton		= $ 135.0 million/year
Operating costs per year		
Ore Mining		
5.0 million tons × $13.50/ton		= $ −67.5 million/year
Ore beneficiation and misc.		= $ −40.0 million/year
Smelting and refining		= $ −40.5 million/year
Income per year, at $1.00/lb ($2/kg)		$ −13.0 million/year
Income per year, at $1.50/lb ($3/kg)		$ +54.5 million/year
Net present values at $1.50/lb ($3/kg)		
Net present values when underground mining starts		
330 ft (100 m):	$54.5 million tpy × 8.68* − 75	= $398.0 million
500 ft (150 m):	$54.5 million tpy × 8.31* − 75	= $378.0 million
660 ft (200 m):	$54.5 million tpy × 7.82* − 75	= $351.2 million
825 ft (250 m):	$54.5 million tpy × 5.62* − 75	= $231.3 million
Net present values when open pit mining starts at $1.50/lb ($3/kg)		
330 ft (100 m):	$398.0 million × 0.53**	= $210.9 million
500 ft (150 m):	$378.0 million × 0.39**	= $147.4 million
660 ft (200 m):	$351.2 million × 0.28**	= $ 98.3 million
825 ft (250 m):	$231.3 million × 0.20**	= $ 46.3 million

* Uniform series present value factors for 10% and 21.3, 18.7, 16.0, and 13.1 yr, respectively.
** Single present value factors for 10% and 6.7, 10.0, 13.3, and 16.7 yr, respectively.

اکنون لازم است که اثرات استخراج زیرزمینی آینده به حساب آورده شود. جدول ۲– ۱۳ مطالعه‌ای از عملیات استخراج زیرزمینی را ارائه می‌دهد. با قیمت مس ۱ دلار بر پوند (۲ دلار بر کیلوگرم)، درآمدها آنقدر کافی نیستند که هزینه‌های عملیاتی را پوشش دهند. ارزش‌های سرمایه‌ای برای استخراج زیرزمینی در لحظه‌ای اززمان که استخراج زیرزمینی را می‌توان آغاز کرد، از قرار زیرند:

	Capital Values ($ Million)	
Open Pit Depth	$1.00/lb ($2.00/kg)	$1.50/lb ($3.00/kg)
330 ft (100 m)	N.P.	398.0
500 ft (150 m)	N.P.	378.0
660 ft (200 m)	N.P.	351.2
825 ft (250 m)	N.P.	231.3

N.P. = Not Profitable

این مقادیر جریان نقدینگی نشان می‌دهند که اگر قیمت مس (در آینده)، تنها ۱ دلار بر پوند (۲ دلار بر کیلوگرم) باشد، شروع استخراج زیرزمینی سودآور نخواند بود، حتی اگر روش روباز قبلاً مورد استفاده قرار گرفته و کارخانه‌های پرعیارسازی و غیره ساخته شده و در دسترس باشند. با قیمت مس ۱/۵ دلار بر پوند (۳ دلار بر کیلوگرم)، واضح است که پس از اینکه استخراج روباز به پایان رسید، شروع استخراج زیرزمینی سودآور خواهد بود.

به هر حال، این مقادیر را نمی‌توان با مقادیر متناظر برای شروع استخراج روباز مقایسه نمود. برای انجام چنین کاری ارزش‌های مربوط به روش زیرزمینی را باید با نرخ تنزیل مربوط به نقطه زمانی مورد نظر در دوره روباز برد.

ارزش های خالص فعلی برای استخراج زیرزمینی، در شروع کار استخراج روباز عبارتند از:

Open Pit Depth	NPV ($ Million) $1.00/lb ($2.00/kg)	$1.50/lb ($3.00/kg)
330 ft (100 m)	N.P	210.9
500 ft (150 m)	N.P	147.4
660 ft (200 m)	N.P	98.3
825 ft (250 m)	N.P	46.3

این مقادیر نشان می‌دهند که اگر چه استخراج زیرزمینی با قیمت مس ۱/۵ دلار بر پوند (۳ دلار بر کیلوگرم)، کاملاً سودآور است، لیکن *NPV* به علت تأثیر نرخ تنزیل چندان بالا نیست.

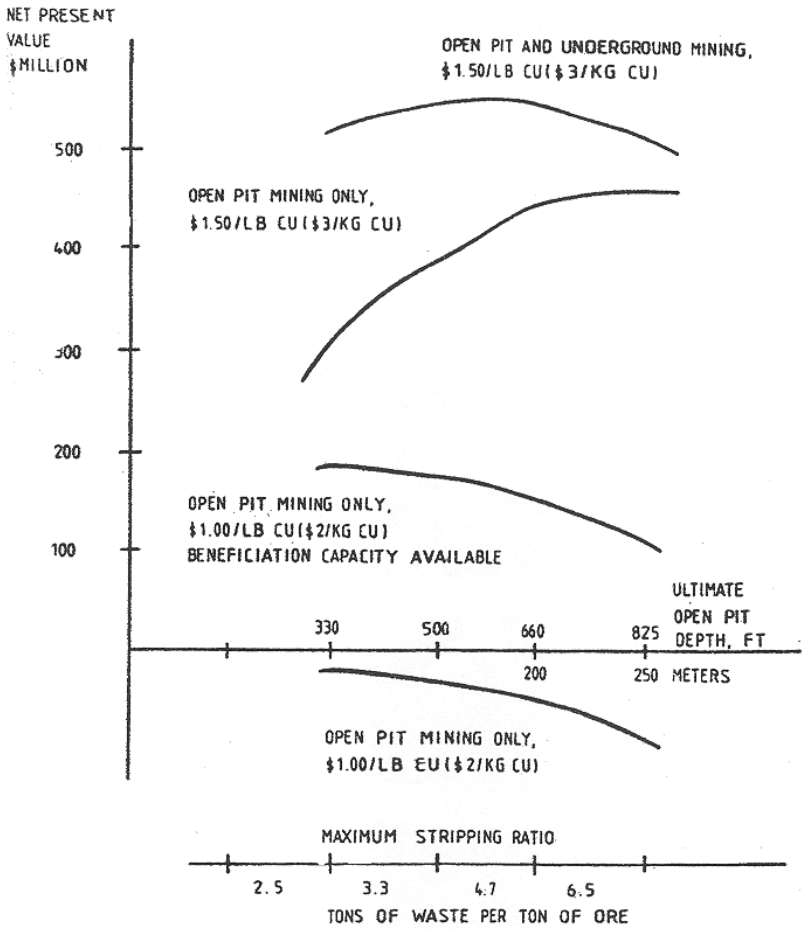
جدول ۲- ۱٤- ارزش‌های خالص فعلی استخراج روباز و زیرزمینی ذخیره با شیب زیاد

Depth	$ Million, at $1.50/lb ($3/kg) Open Pit	Underground	Total
330 ft (100 m):	301.5	210.9	512.4
500 ft (150 m):	385.8	147.4	533.2
660 ft (200 m):	442.8	98.3	541.1
825 ft (250 m):	455.9	46.3	502.2

سرانجام، *NPV* برای کل ذخیره را می‌توان با اضافه کردن ارزش مربوط به استخراج زیرزمینی آینده پیدا کرد (جدول ۲- ۱٤):

Open Pit Depth	NPV ($ Million) $1.00/lb ($2.00/kg)	$1.50/lb ($3.00/kg)
330 ft (100 m)	−16.4	512.4
500 ft (150 m)	−28.7	533.2
660 ft (200 m)	−42.5	541.1
825 ft (250 m)	−81.4	502.2

جدول خلاصه شده فوق، نشان می‌دهد که با قیمت مس ۱/۵ دلار بر پوند (۳ دلار بر کیلوگرم)، احتمال یک معدن زیرزمینی سودآور در آینده، استخراج روباز را تا عمق ۵۰۰ تا ٦٦۰ فوت (۱۵۰ تا ۲۰۰ متر) محدود خواهد نمود. این بدین معنی است که در چنین حالتی، قبل از تبدیل روش روباز به زیرزمینی، قبل از تبدیل روباز به زیرزمینی، حداکثر نسبت باطله‌برداری که می‌تواند مورد قبول واقع شود، تقریباً معادل ٤/۵ تن باطله به ازای هر تن ماده معدنی است.



شکل ۲– ۵– ارزش خالص فعلی ذخیره مس باشیب زیاد، برای عمق‌های نهایی مختلف معدن روباز

نتایج فوق، همچنین که در شکل ۲– ۵ به تصویر کشیده شده‌اند و این شکل نشان می‌دهد که در مجاورت نقطه بهینه، منحنی‌ها نسبتاً هموارند. بنابراین، انتخاب عمقی که دقیقاً بهینه باشد، چندان اهمیتی ندارد. اگر به موضوعات فوق به عنوان یک مبنا نگاه شود، می‌توان انواع گوناگون آنالیز حساسیت را انجام داده و اثرات تغییر درآمد و هزینه در آینده را مورد مطالعه قرار داد.

در بهینه‌سازی فوق، اثرات افزایش هزینه معدنکاری در سطوح عمیق‌تر به حساب نیامده است. تأثیر این عامل روی نتایج به دست آمده خیلی مهم نخواهد بود.

فصل سوم

رقتو بازیابی

۳- فصل سوم

۳-۱- تعریف رقت

اصطلاح رقت تحت عناوین اختلاط یا ترقیق نیز بیان می‌شود و تاکنون تعاریف مختلفی از آن در متون معدنی بیان شده که مفهوم همه آن‌ها کاهش کیفیت ماده معدنی استخراجی در اثر مخلوط شدن با مواد باطله است. این تعاریف بر اساس دیدگاه‌های مختلف نیز شامل موارد زیر است.

۳-۱-۱- رقت از دیدگاه پوپوف و آگوشکوف

الف- کاهش عیار ماده معدنی استخراج شده نسبت به عیار ماده معدنی برجا.

ب- نسبت اختلاف عیار ماده معدنی برجا و عیار ماده معدنی بعد از استخراج به عیار مواد برجا.

ج- نسبت مقدار باطله مخلوط شده به مجموع ماده معدنی و باطله استخراج شده.

۲- رقت از دیدگاه پاکالنیس

با توجه به بررسی‌های انجام‌شده در ۲۲ معدن در کانادا، تعاریف دیگری برای رقت ارایه شده است:

الف- نسبت تناژ باطله استخراج‌شده به تناژ ماده معدنی استخراج‌شده

ب- نسبت تناژ باطله استخراج‌شده به مجموع تناژ ماده معدنی و باطله استخراج‌شده

ج- نسبت عیار ماده معدنی حاصل از نمونه‌های چال‌های حفاری به عیار ماده معدنی بدست‌آمده در نقاط تخلیه

د- نسبت عیار مادهمعدنی برجا به عیارهای بدست‌آمده از مواد معدنی ورودی به کارخانه برای تناژهای یکسان

ح- نسبت اختلاف تناژ ماده معدنی بارگیری‌شده و آتشباری‌شده به تناژ ماده معدنی آتشباری‌شده

و- اختلاف بین تناژ خاکریز واقعی و تئوریک

ز- رقت تخمین‌زده‌شده با چشم (بر اساس تجربه)

ه- نسبت مجموع ضخامت مواد ریزشی از کمربالا و کمرپایین به ضخامت لایه استخراجی

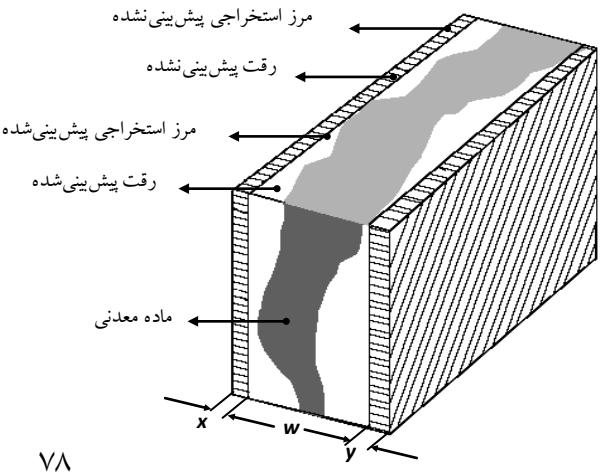
و- تناژ ماده معدنی تخلیه‌شده از کارگاه‌ها در ده سال گذشته نسبت به تناژ ذخیره محاسبه‌شده در همان بازه زمانی

۳-۱-۲- رقت از دیدگاه اسکوبل و موس

اسکوبل و موس رقت کلی را به‌صورت مجموع رقت پیش‌بینی‌شده و رقت پیش‌بینی‌نشده تعریف کردند شکل (۳- ۱)، که در آن رقت پیش‌بینی‌شده عبارت است از مواد باطله واقع در محدوده استخراجی با عیار کمتر از عیار حد در حالی‌که رقت پیش‌بینی‌نشده شامل مواد باطله‌ای با عیار صفر است که در محدوده استخراجی قرار ندارد. رقت پیش‌بینی‌نشده ناشی از شکست اضافی و پوسته‌پوسته‌شدن دیواره‌های ناپایدار کارگاه است. این نوع رقت درجه ناپایداری کارگاه را نشان می‌دهد که با انتخاب روش استخراج مناسب و طراحی دقیق کارگاه می‌توان از وقوع آن جلوگیری کرد و یا میزان آن را کاهش داد. رقت پیش‌بینی نشده را می‌توان از رابطه زیر به‌دست آورد:

$$D = \frac{X + Y}{W} \qquad ۱-۳$$

که در آن، D، فاکتور رقت پیش‌بینی‌نشده؛ X، ضخامت گرفته‌شده از کمربالا بر حسب متر؛ Y، ضخامت گرفته‌شده از کمرپایین بر حسب متر و W، عرض استخراجی پیش‌بینی‌شده بر حسب متر است.



شکل ۳- ۱- نمایش رقت پیش‌بینی‌شده و پیش‌بینی‌نشده

منظور از رقت می‌تواند، رقت پیش‌بینی شده و یا نشده باشد. بررسی تعاریف ذکرشده در مورد رقت، بیانگر این است که اگرچه مفهوم تمام آن‌ها یکسان است ولی به نظر می‌رسد مناسب‌ترین و کامل‌ترین تعریف که تاکنون مورد استفاده قرارگرفته شامل عبارت زیر است:

"نسبت مقدار باطله استخراج‌شده به مجموع ماده معدنی و باطله استخراج‌شده"

۳-۲- انواع رقت

رقت حاصل از استخراج بیشتر به روش استخراج به‌کاررفته، شرایط استخراج و نحوه هدایت و اجرای عملیات بستگی دارد. کانسارهایی که کمربالا و کمرپایین ضعیفی دارند یا در آنها مرز باطله با ماده معدنی مشخص نیست، میزان رقت بیشتر است. ماهیت برخی روش‌های استخراج نظیر تخریب بلوکی و تخریب از طبقات فرعی به‌گونه‌ای است که میزان رقت بالایی دارند. همچنین در روش استخراج رگه‌های نازک به‌دلیل نیاز به حداقل ابعاد کارگاه استخراج، بایستی مقداری از کمربالا و کمرپایین‌استخراج و در نتیجه رقت افزایش می‌یابد. به‌طور کلی انواع رقت از دیدگاه منابع ایجاد آن شامل موارد زیر است:

۳-۲-۱- رقت نوع اول

این نوع رقت در اثر برش کف و سقف بلافاصله به‌طورتصادفی یا پیش‌بینی‌شده توسط ماشین ایجاد می‌شود و اغلب این برش به‌منظور ایجاد فضای لازم برای کار با ماشین صورت می‌گیرد.

۳-۲-۲- رقت نوع دوم

این نوع رقت در اثر ریزش یا پوسته‌پوسته‌شدن سقف و کف در طول مدت استخراج، بارگیری و حمل و نقل ایجاد می‌شود.

۳-۲-۳- رقت نوع سوم

شامل مواد باطله‌ای که در طول عملیات تمیزکردنهمراه ماده معدنی بارگیری می‌شود. همچنین ماشین‌های حفر زغال و شاتل‌کار هنگام حرکت در راهروها یا تقاطع‌ها باعث شکست سقف می‌شوند که این امر باعث افزایش رقت می‌شود.

۳-۲-٤- رقت نوع چهارم

این نوع رقت از مخلوط‌شدن مواد باطله با ماده معدنی در حین عملیات خاکریزی به‌وجود می‌آید.

۳-۳- عوامل موثر در ایجاد رقت

با توجه به مشکلات ناشی از رقت و لزوم کنترل و یا کاهش آن در فرآیند معدنکاری، ضروری است که عوامل موثر در ایجاد رقت شناخته شوند. مطابق با بررسی‌های انجام شده، عوامل موثر در ایجاد رقت در استخراج لایه‌های زغال به سه گروه، به شرح زیر تقسیم می‌شوند.

۳-۳-۱- فاکتورهای زمین‌شناسی

الف- توپوگرافی ساختاری لایه زغال

ب- ضخامت لایه زغال

ج- ماهیت کف و سقف بلافاصله

د- میزان حساس‌بودن سقف و کف به رطوبت

ح- ساختارهای زمین‌شناسی مانند چین‌خوردگی‌ها، گسل‌ها، زون‌های برشی و موارد مشابه

و- رفتار زمین در حین استخراج

ز- وجود آب در محدوده استخراجی

۳-۳-۲- فاکتورهای طراحی و مهندسی شامل:

الف- مشخصات توپوگرافی سقف و کف

ب- انتخاب ارتفاع استخراج بر اساس ضخامت لایه

ج- طراحی محدوده استخراج بر اساس تنش‌های اولیه موجود

د- عمق برش استخراجی

ح- هماهنگی بین سیکل استخراج و سیکل نصب سیستم نگهداری (یا نصب بولت)

و- انتخاب تجهیزات و ماشین‌آلات مناسب

ز- مدیریت و سرپرستی امور

۳-۳-۳- فاکتورهای عملیاتی شامل:

الف- مهارت اپراتور ماشین زغال‌بر

ب- مهارت اپراتور مربوط به نصب سیستم نگهداری

ج- کنترل گرد و غبار در سینه‌کار

د- سرعت پیشروی

ح- عمق برش استخراجی

و- کنترل آب در محدوده استخراجی

ز- مراحل و ترتیب استخراج.

همچنین چو و همکاران در سال ۲۰۰۵ عوامل موثر در ایجاد رقت در استخراج لایه‌های زغال را به شرح زیر بیان کردند:

۱- شرایط بد سقف و کف: این شرایط درصورت وجود ساختارهای زمین‌شناسی ایجاد می‌شود و اغلب خارج از کنترل عملیات استخراجی است.

۲- کم‌بودن ضخامت لایه: درصورتی‌که ضخامت لایه کم باشد برای ایجاد فضای کاری بایستی مقداری از سقف و کف را برش داد.

۳- تجهیزات و ماشین‌آلات عظیم‌الجثه: اگرچه ماشین‌آلات بزرگ و با قدرت زیاد منجر به افزایش تولید می‌شوند ولی میزان رقت را نیز افزایش می‌دهند.

٤- به‌کارگیری سیستم‌های با تولید انبوه: معمولاً در سیستم‌های با تولید انبوه، با افزایش عمق برش کارآیی ماشین و توانایی اپراتور کاهش می‌یابد. همچنین به علت تمرکز گرد و غبار در سینه‌کار، قابلیت دید اپراتور نیز کم می‌شود. با توجه به این‌که سیستم‌های حمل و نقل از کارآیی بالایی برخوردارند این امر منجر می‌شود که زمان کافی برای تغییر موقعیت ماشین و کنترل افق وجود نداشته باشد.

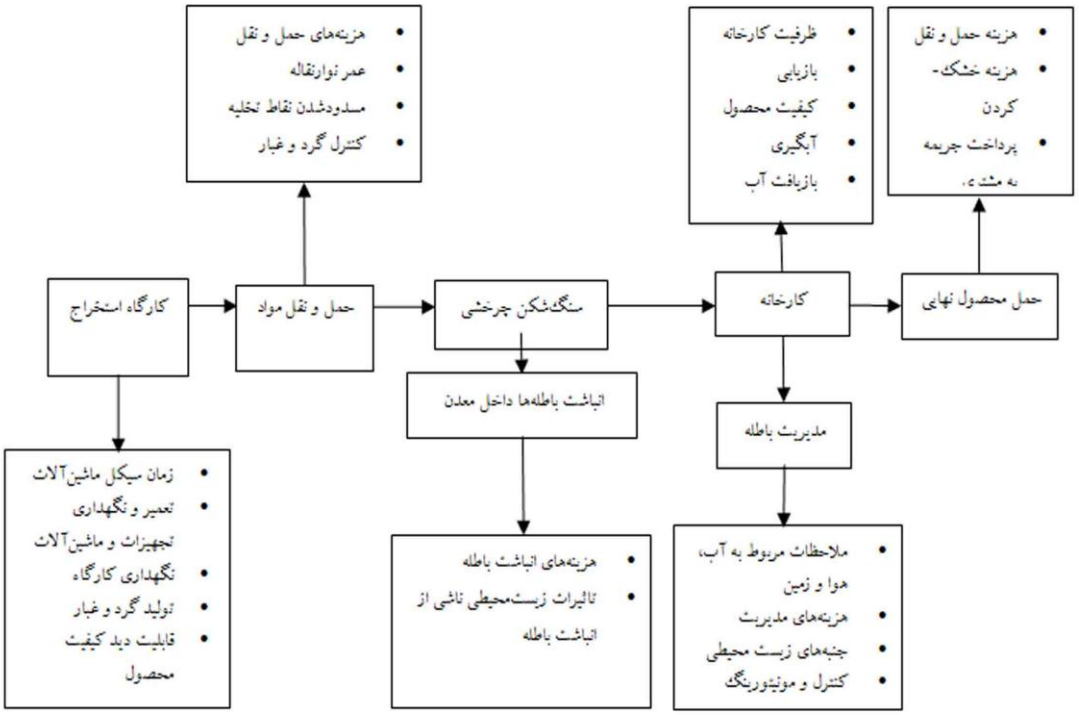
۵- در اولویت قراردادن پارامترهای دیگر: تمرکز و تاکید بیش از اندازه، بر روی سایر پارامترها نظیر بهره‌وری و بازیابی باعث می‌شود رقت افزایش یابد.

۳-٤- تأثیر رقت در فرآیندهای معدنکاری

رقت یکی از مهم‌ترین فاکتورهایی است که باعث ایجاد هزینه‌های عملیاتی اضافی در معادن زیرزمینی می‌گردد. اندرسون و همکاران هزینه‌های ناشی از رقت در معدن طلای گانیت با ظرفیت استخراج ۳۰۰۰ تن در روز را، حدود ۳۸ دلار بر تن ارائه نموده‌اند(١٤ درصد). این مقدار هزینه برای تولید سالانه ٥/٤ میلیون دلار است. چو و همکاران، در معدن زغال‌سنگ ایلی‌نویز آمریکا با روش استخراج اتاق و پایه با ضخامت لایه ۱/۵۲ الی۱/۸۳ متر، ضخامت سقف و کف موثر بر رقت را تقریباً ٤٥/٧ سانتی‌متر و هزینه ناشی از رقت به‌ازای یک تن زغال شسته‌شده را حدود ۷ دلار بر تن ارایه دادند. در این معدن با کاهش ۱۵/۲ سانتی‌متر در میزان ضخامت سقف و کف موثر بر رقت، هزینه تولید

۱۵درصد کاهش و با کاهش ۷/٦ سانتی‌متر در ضخامت سقف و کف موثر بر رقت میزان سود ۵۰ درصد افزایش نشان داده است. بررسی‌های صورت‌گرفته توسط ریوی نشان می‌دهد که رقت عامل بسته‌شدن تعداد زیادی از معادن زیرزمینی (به‌عنوان مثال معدن طلای مونت تود در منطقه شمال استرالیا) بوده است همان‌گونه که در شکل ۱-۲ نشان داده شده است، رقت اثر زیادی بر بخش‌های مختلف معدنکاری دارد. به همین دلیل، برای مشخص‌شدن تاثیر رقت بر هزینه‌های محصول نهایی، ضروری است تا تاثیر آن بر مراحل مختلف معدنکاری (مرحله استخراج و مراحل بعد از آن)ارزیابی شود.

به طورمعمول سختی سنگ‌های سقف و کف که باعث ایجاد رقت می‌شوند از سختی زغال بیشتر است. در نتیجه هزینه‌های تعمیر و نگهداری تجهیزات و ماشین‌آلات موجود در معدن افزیش می‌یابد. رقت بر روی هزینه‌های بارگیری و حمل و نقل مخصوصاً در فواصل زیاد، تأثیرگذار بوده و منجر به کاهش ظرفیت و عمر نوارنقاله و افزایش توان مصرفی آن می‌شود. مهم‌ترین تاثیرات رقت مربوط به زمانی است که مواد باطله استخراج شده همراه ماده معدنی وارد کارخانه فرآوری شود. مخصوصاً در مواردی‌که خواص ماده معدنی با باطله از نظر فرآوری بسیار نزدیک هم باشند. در این صورت رقت منجر به افزایش هزینه‌های خردایش اولیه، حمل و نقل، نرم‌کردن، سرندکردن، پرعیارسازی، آبگیری، انباشت باطله و سایر موارد می‌گردد.



شکل ۳-۲- تاثیر رقت در فرآیندهای معدنکاری

۳-۵- راه‌های کنترل و کاهش رقت

مطابق با بررسی‌های انجام‌شده توسط پوپوف، چو و همکاران، فاکتورهای موثر در کنترل و کاهش رقت در استخراج لایه‌های زغال به چهار گروه، به شرح زیر تقسیم می‌شوند.

۳-۵-۱- ملاحظات مهندسی شامل:

الف- بررسی ضخامت لایه استخراجی

ب- ارزیابی ساختار کف و سقف بلافاصله

ج- بررسی مشخصات سقف و کف بلافاصله

د- مطالعه تأثیر آب بر روی سنگ‌های سقف و کف

۳-۵-۲- کنترل فنی و تکنولوژیکی تجهیزات و ماشین‌آلات شامل:

الف- کنترل گرد و غبار در سینه‌کار برای بالابردن قابلیت دید

ب- به‌کارگیری دستگاه کنترل افق

ج- به‌کارگیری ابزاری جهت تعیین مرز بین زغال و سنگ

د- سنگ‌جوری در کارگاه برای جلوگیری از هزینه‌های اضافی بارگیری، حمل و نقل، فرآوری، انباشت باطله و سایر موارد

ح- افزایش سرعت آماده‌سازی، سرعت پیشروی و سرعت پرکردن کارگاه

و- ترتیب صحیح استخراج مواد معدنی در افق‌ها، کارگاه‌ها، طبقات و بلوک‌های مختلف

۳-۵-۳- ابزارهای مدیریتی شامل:

الف- نوع قرارداد

ب- ایجاد انگیزه و دلگرمی

ج- کنترل کیفیت زغال و اهمیت دادن به آن

۳-۵-٤- آموزش شامل:

الف- آگاهی از اثرات رقت بر روی هزینه‌ها

ب- آگاهی از اثرات رقت بر روی سودآوری

ج- آموزش سرپرستان کارگاه‌ها، کارگران، اپراتور ماشین زغال‌بر و اپراتور نصب‌کننده سیستم نگهداری

۳-٦- ضایعات ماده معدنی در حین معدنکاری[1]

در فرآیند استخراج یک کانسار قسمتی از ذخیره آن ضایع شده که یا به‌صورت درجا باقی مانده و یا همراه باطله دور ریخته می‌شود. ضایع شدن ۲ تا ۳ درصد ذخیره اکتشافی تقریباً در همه روش‌های

1. Loss of Mineral in Mining

استخراج اجتناب‌ناپذیر است. معمولاً مقدار این ضایعات در حدود ۱۰ تا ۲۰ درصد و حتی بعضاً به ۵۰٪ و یا بیشتر می‌رسد.

جدا از افت و ضایعات کمی نوعی افت و ضایعات کیفی نیز در معادن مشاهده می‌شود. به‌طوری‌که کیفیت ماده معدنی کنده شده بهعلت مخلوط شدن با سنگ‌های باطله و یا سنگ‌های کم عیار غیر قابل استخراج کاهش می‌یابد. مخلوط شدن سنگ باطله با ماده معدنی باعث کاهش کیفیت محصول استخراجی در مقایسه با ماده معدنی درجا شده که آنرا رقت (ترقیق) می‌نامند. هر دو نوع ضایعات و افت کمی و کیفی، ویژگی‌های اقتصادی ذخیره در حال استخراج را تحت تأثیرات منفی قرار می‌دهند.

ضایعات کمی باعث افزایش هزینه اکتشاف و استهلاک سرمایه شده و برای استخراج ماده معدنی و آماده سازی آن به سرمایه‌گذاری بیشتری نیاز خواهد بود. همچنین بهعلت ضایع شدن قسمتی از ذخیره سودآوری معدن کم می‌شود.

به همراه ضرر و زیان اقتصادی مستقیم، ضایعات مزبور باعث کاهش عمر سرویس‌دهی تأسیسات معدنی شده و ضرورت سرمایه‌گذاری زودرس برای راه‌اندازی یک معدن جدید و یا آماده‌سازی و بازکردن یک افق جدید را ایجاب می‌نماید. ضایع شدن مواد معدنی با پتانسیل خودسوزی می‌تواند موجب بروز آتش سوزی در معدن شود.به‌کارگیری روش‌های استخراج که باعث افزایش ضایعات کمی می‌شود؛ اغلب با اهداف کاهش هزینه‌های تولید و یا کاهش ضایعات کیفی صورت می‌گیرد.

بایستی توجه کرد که ضایعات و افت کیفی و رقت در فرآیند معدنکاری، باعث وارد آمدن ضرر و زیان های اقتصادی به شرکت معدنی و اقتصاد ملی می‌شود که اهمیت آن از ضایعات کمی کمتر نیست. ضرر و زیان‌های مزبور بهصورت هزینه‌های غیر تولیدی در حمل سنگ باطله، فرآوری آن در کارخانجات تغلیظ و آسیاب و یا تأسیسات ذوب، افزایش ضایعات ترکیبات مفید در فرآیند فرآوری مواد

رقیق (کنسانتره، فلز) کاهش ظرفیت تولید تأسیسات فراوری و اغلب پایین آوردن کیفیت محصول نهاییخود را نشان می‌دهد.و بالاخره افت کیفیت در معدنکاری باعث کاهش سودآوری شرکت معدنی و اقتصاد ملی می‌شود. کاهش مزبور بعضاً بسیار قابل توجه است.از آنجا که ضایعات کمی و کیفی در معدنکاری از نزدیک به همدیگر مرتبط می‌باشند محدوده مجاز و قابل قبول آنها بایستی با تحلیل‌های هزینه- کارایی[1] (راندمان) تعیین شود.

۳-۷- رده‌بندی و تعیین ضایعات

برای پایش و ارزیابی ضایعات کانسنگ در معدنکاری، لازم است تا آنها را براساس ویژگیهای معینی رده بندی کرد.نوعی رده‌بندی عمومی ضایعات کانسنگ درجا در استخراج ذخائر معدنی اخیراً در شوروی انجام شده است. رده‌بندی مزبور دارای دو رکن جداگانه است.

۱- مقدار

۲- محل وقوع ضایعات[2].

براساس این رده‌بندی، همه انواع ضایعات کانسنگ درجا در معدنکاری به دو رده مستقل تقسیم شده اند. که به صورت جداگانه و به‌روش‌های متفاوت صورت گرفته است.

کلاس *I*- ضایعات کلی معدن[3] (تأسیسات، پیت، فیلد):

شامل ضایعات مواد معدنی جاگذاری شده در لنگه‌های حفاظتی در نزدیکی کارهای دائمی، در مرزهای منطقه، در زیر سازه‌های مهندسی معدن، خطوط سرویس، ساختمان‌ها و غیره.

کلاس *II*- ضایعات تولید[4]:

1. Cost-efficiency
1. Status & Location
1. Overall Mine Losses
2. Production Losses

شامل ضایعاتی است که در فرایند تولید حاصل می‌شود. ضایعات تولید خود براساس وضعیت و شرایط کانسگ ترک شده در داخل سنگ (افت) به دو زیر گروه تقسیم می‌شود.

گروه الف- ضایعات کانسنگ به صورت درجا

گروه ب- ضایعات کانسنگ کنده شده[1]

یک چنین رده‌بندی همچنین مراحل مختلف فرایند تولید که ضایعات در آنها بوقوع می‌پیوندد را نیز پوشش می‌دهد: آماده‌سازی برای گروه الف و عملیات استخراج در کارگاه برای گروه ب رده‌بندی مزبور هم‌چنین جنبه‌های اقتصادی از جمله هزینه قسمت بازیابی نشده ذخیره را در بر میگیرد.گروه الف براساس محل وقوع، ۸ نوع ضایعات اصلی را دربر می‌گیرد:

۱- در قسمت استخراج نشده ستون‌ها، در نزدیکی کارهای آماده‌سازی.

۲- در لنگه‌های داخل قسمت استخراج شده.

۳- در دیواره کمربالا و کمرپائین (در کف و سقف لایه)، در مرزهای بالایی و پائینی کانسار (لایه‌های ورقه‌ای).

٤- بین برش‌ها

۵- در محل لاغرشدگی دیواره‌های کانسار (لایه‌ای، ورقه‌ای)[2]

٦- در محل‌هائی که استخراج ماده‌ی معدنی تحت تاثیر منفی کارگاه‌های قبلی قرار گرفته باشد.[3]

۷- در لنگه‌های کنترل آتش، سیلاب و مناطق اضطراری.

۸- در لنگه‌های مجاور گسل‌ها.

گروه ب شامل ٤ نوع ضایعات براساس محل وقوع آنها به‌شرح زیر است:

3. Loose Mineral
1.Thinning
2. Undermining

۱- در سینه‌کارهای آماده‌سازی و کارگاه استخراج که ماده معدنی و سنگ باطله با همدیگر استخراج و باعث اختلاط باطله با کانسنگ می‌شود.

۲- کانسنگ خرد شده در منطقه استخراج شده جا گذاشته می‌شود.

۳- در مناطق تخریب، استخراج شده و تحت تأثیر سیلاب و آتش سوزی.

٤- در نقاط تخلیه، بارگیری، انباشت و اختلاط و مسیر حمل و نقل

نوع چهارم ضایعات معمولاً از نظر مقدار کم بوده ولی در تولید همه انواع کانسنگ‌ها و معادن بوقوع می پیوندد. و به همین علت بعنوان یک کلاس مستقل ارائه شده است.همه انواع ضایعات به غیر از موارد ۷ و ۸ در گروه الف و نوع ۳ در گروه ب که نمی‌توان با آنها مقابله کرد، به دو دسته ضایعات برآورد شده یا اسمی[1] یعنی غیر قابل اجتناب و ضایعات عملی (فعلی) تقسیم می‌شوند. رده‌بندی عمومی ضایعات مزایای متعددی دارد:

۱- مبنایی را برای تخمین اقتصادی پی‌آمدهای ضایعات، ارزیابی و برآورد مقدار آن تشکیل می‌دهد.

۲- تجمیع و یکسان‌سازی، انواع ضایعات را نظم بخشیده و پایش مقادیر و بزرگی ضایعات را در مراحل مختلف معدنکاری امکان‌پذیر می‌سازد.

۳- ارزیابی سلیقه‌ای انواع خاصی از ضایعات را منتفی می‌سازد.

٤- برنامه‌ریزی مقادیر مجاز ضایعات و تلفیق و یکسان سازی ضایعات واقعی را برای سیستم‌های معدنکاری بلوک‌های منفرد و یا پله‌های مختلف را امکان‌پذیر می‌سازد.

۵-تثبیت مکان‌هائی که ضایعات در آنها رخ می‌دهد، به پیدا کردن علل ضایعات و اتخاذ تصمیمات و راه حل‌هایی برای کاهش آنها کمک می‌کند.

دو روش اصلی برای تعیین مقدار ضایعات در معادن و شرکت‌های معدنی متداول است.

3. Rated Losses

روش مستقیم[1]: بر اساس اندازه‌گیری مستقیم انواع ضایعات حاصل در مسیر و جریان تشکیل و یا بعد از آن.

$$L = L_1 + L_2 + L_3 + ... + L_n \qquad ۲-۳$$

L_1، L_2، L_3و...به ترتیب مقادیر ضایعات مختلف هستند.

روش غیر مستقیم[2]: در این روش اختلاف و تفاوت بین مقدار حفر شده ذخیره بالانس B و مقدار استخراج واقعی کانسنگ محاسبه می‌شود (B_{ex}).

$$L = B - B_{ex} \qquad ۳-۳$$

روش غیر مستقیم بعلت نقائص و کمبودهای زیر چندان ترجیح داده نمی‌شود:

– قابلیت اطمینان پایین، خطای نسبی در تعیین و برآورد مقدار ضایعات ممکن است به ٤٠٪ تا ٥٠٪ و حتی بیشتر برسد.

– فقط مقادیر کلی ضایعات را با این روش می‌توان تعیین کرد. پریود زمانی این براورد بسیار طولانی بوده و امکان تفکیک انواع مختلف ضایعات وجود نداشته و امکان ثبت محل وقوع آنها نیز وجود ندارد.

– به همین علت امکان استاندارد کردن انواع ضایعات در سیستم‌های معدنکاری و واحدهای کارگاهی وجود ندارد.

– نظارت و مدیریت گزارش‌های مربوط به ضایعات بسیار پیچیده و مشکل است.

روش مستقیم از معایب فوق‌الذکر عاری بوده، فقط برای اندازه‌گیری‌ها و محاسبات نیازمند نیروی انسانی بیشتری است. فقط افزایش نیروی انسانی مزبور با افزایش اطمینان، سرعت عمل و امکان رده بندی و تعیین نرخ انواع ضایعات و اتخاذ راه‌حل‌های بموقع برای برطرف کردن و رفع ضایعات جبران می‌شود.لذا پیشنهاد می‌شود که طبق یک قاعده کلی روش مستقیم برای تعیین ضایعات بکارگرفته

1.Direct Method
2. Indirect Method

شود و روش غیر مستقیم فقط در شرایط استثنائی و مواردی که روش مستقیم به دلایل مختلف قابل استفاده نباشد به کارگرفته شود.

۳-۸- ضریب کمال استخراج مواد معدنی[1]

ضریب ضایعات در معدنکاری معمولاً به‌صورت نسبت ذخیره بالانس ضایع شده *(L)* به مقدار ذخیره بالانس درجا *(B)* بیان می‌شود.

$$K_1 = \frac{L}{B} \qquad ٤-٣$$

لذا ضریب استخراج ماده معدنی و یا نسبت استخراج بصورت زیر بیان می‌شود.

$$K_{ex} = 1 - K_1 = 1 - \frac{L}{B} = \frac{(B-L)}{B} \qquad ٥-٣$$

اگر مقدار ذخیره بالانس استخراج شده از کانسار $(B-L)$ را با B_{ex} نشان دهیم آن وقت خواهیم داشت:

$$K_{ex} = \frac{B_{ex}}{B} \qquad ٦-٣$$

به‌هرحال در فرآیند استخراج ذخیره بالانس به‌علت مخلوط‌شدن با مقدار معینی سنگ باطله رقیق[2] می شود. اگر c و a به ترتیب محتوای ترکیبات مفید در ذخیره بالانس و کانسنگ استخراجی باشد، آن وقت ضریب استخراج ترکیب مفید از کانسنگ K_r را می‌توان با رابطه زیر بیان کرد.

$$K_r = \frac{E \times a}{B \times C} \qquad ٧-٣$$

در رابطه فوق E مقدار کانسنگ استخراجی با درنظرگرفتن مقادیر باطله و سنگ‌های بی‌ارزش مخلوط شده می باشد و K_r عبارت است از مقدار ضایعات کانی از ذخیره بالانس و محتوای مفید موجود در داخل سنگ مخلوط شده (ترقیق) که تا حدی ضایعات ما حصل از ذخیره بالانس را جبران می‌نماید.

1. Coefficient of Completeness of MineralExtraction
1.dilution

۳-۹- تخمین رقت کانسنگ در حین معدنکاری

علاوه بر دلیل اصلی رقت که مخلوط شدن سنگ باطله و یا قسمت‌های غیر اقتصادی کانسنگ به ذخیره بالانس می‌باشد، محتوای ترکیبات مفید کانسنگ استخراجی می‌تواند به‌علت ضایع شدن مقداری از قسمت‌های پر عیار به‌صورت گرد و غبار کاهش یابد. این اتفاق وقتی رخ می‌دهد که کانی کانسنگ در مقایسه با کانی‌های همراه و یا مخلوط شده از خاصیت خردشوندگی بیشتری برخوردار بوده و در فرآیند تولید و حمل به‌شدت خرد و شکسته شده و بیشتر ضایع شوند. (مثل کانی‌های هالنایت، اسفالریت، کاسیتریت، مولیبدنیت، قسمت طلادار کوارتز، مارتیت و غیره)

به‌طوری که جلوتر بحث شد، رقت کانسنگ باعث تحمیل خسارت اقتصادی قابل توجهی می‌شود. بنابراین تعیین، محاسبه و کنترل رقت در مقایسه با ضایعات کمی نباید از جایگاه کمتری برخوردار باشد.

رقت معمولاً بصورت نسبت سنگ مخلوط شده A به مقدار کل کانسنگ استخراجی E حساب می شود. ضریب رقت عبارت است از:

$$D = \frac{A}{E} \quad \text{(الف)} \qquad ۸-۳$$

ضریب مزبور بعضاً بنام ضریب آلودگی یا عدم خلوص[1] نامیده می‌شود.تعیین دقیق مقدار سنگ مخلوط شده همیشه امکان‌پذیر نیست، بنابراین رقت را می‌توان به‌صورت کاهش محتوای ترکیبات مفید (عیار) کانسنگ یا سنگ استخراجی در مقایسه با محتوای آن در ذخیره بالانس بیان کرد. در این‌صورت ضریب رقت به صورت زیر نوشته می‌شود.

$$D = \frac{(c-a)}{c} \quad \text{(ب)} \qquad ۹-۳$$

1. Contamination

در رابطه فوق c و a به ترتیب عیار ترکیبات مفید در ذخیره بالانس (درجا) و محصول استخراجی می باشد. در صورتیکه سنگ مخلوط شده فاقد ترکیبات مفید باشد (عیار صفر) آنوقت نتایج حاصل از روابط (الف) و (ب) برای D مساوی خواهد بود.

مثال–مقدار کانسنگ استخراجی (کانسنگ + سنگ) معادل $E=120000\ ton$ که شامل $A= 24000$ ton سنگ باطله مخلوطی می‌باشد. لذا با به‌کارگیری رابطه (الف): $D=\frac{A}{E}=\frac{24000}{120000}=0.2$ خواهد بود.

حال اگر فرض شود عیار ذخیره بالانس درجا $c= 2.5\%$ باشد:

آن‌وقت محصول استخراج حاوی $120000 - 24000 = 96000\ ton$ ماده معدنی از نوع ذخیره بالانس با عیار $c=2.5\%$ و 24000 تن سنگ باطله با عیار صفر خواهد بود. لذا با به‌کارگیری فرمول (ب) خواهیم داشت:

$$a=\frac{96000\times 2.5+24000\times 0}{120000}=2$$

$$D=\frac{2.5-2}{2.5}=0.2$$

به‌طوری که مشاهده می‌شود جواب هر دو رابطه یکسان است.

اما در صورتی‌که سنگ مخلوط شده حاوی ترکیبات مفید (عیار) باشد، آن وقت مقادیر محاسبه شده برای D از دو رابطه فوق متفاوت خواهد شد. اگر فرض شود که سنگ مخلوط شده در مثال قبل حاوی $b = 0.5\%$ ترکیبات مفید (عیار) باشد. آنوقت (a) عیار ماده معدنی در محصول استخراجی بشرح زیر خواهد بود:

$$a=\frac{96000\times 2.5+24000+0.5}{120000}=2.1$$

و ضریب رقت با توجه به رابطه (ب) عبارت است از: $D=\frac{2.5-2.1}{2.5}=0.16$

ضریب مزبور از مقدار بدست آمده از رابطه‌ی (الف) کمتر است.

در بعضی از سازمان‌های معدنی روسیه از جمله (*KrivoyRog*) ضریب رقت $D = {(c-a)}/{c}$ به‌عنوان ضریب افت کیفیت کانسنگ استفاده می‌شود. در عمل در صورتی‌که کیفیت کانسنگ تحت تأثیر رقت قرار نگرفته باشد آن‌وقت محتوای ترکیبات مفید (عیار) یعنی *(a)* در محصول استخراجی با محتوای (عیار) ذخیره بالانس درجا یعنی *(c)* بایستی مساوی باشند. که در این‌صورت ضریب افت کیفیت ماده معدنی صفر خواهد بود. فرمول (ب) را می‌توان به‌صورت زیر نوشت:

$$D = 1 - \frac{a}{c} = 1 - k_q \qquad ۱۰-۳$$

ایندکس $k_q = \frac{a}{c}$ به‌نام ضریب تغییرات کیفیت[1] نامیده می‌شود. ضریب مزبور تغییرات کیفیت کانسنگ استخراجی را در فرآیند تولید نشان می‌دهد، که آنالیز و تحلیل راندمان اقتصادی و ضرر و زیان ناشی از رقت را تسهیل می‌بخشد.

در عمل برای تشخیص و درک بهتر از پدیده‌های ضایعات و رقت متداول است تا مقادیر آنها را براساس واحدهای تولیدی تعیین نمایند. تا بتوان ضمن برآورد مقادیر آنها برای سیستم‌های معدنکاری مختلف و شرایط زمین‌شناسی متفاوت راه‌حل‌های مناسب جهت کنترل و کاهش آنها را پیشنهاد کرد.لذا در کل برای محاسبه ضایعات و رقت باید ویژگی‌های مربوط به واحدها، تأسیسات معدن[2] به‌شرح زیر معلوم باشد:مقادیر ذخیره بالانس که بایستی استخراج شود *(B)*، مقدار استخراج واقعی کانسنگ و سنگ *(E)*، سنگ مخلوط شده *A* و عیار ماده معدنی ذخیره بالانس درجا *(c)* و در کانسنگ استخراجی *(a)*.مقادیر *(B)* و *(c)* معمولاً بسته به تعدادی از فاکتورها دارای حد معینی خطا می‌باشد: طبیعت کانسار(شکل، تغییر ضخامت کانسار، تغییرات عیار کانسار، وضوح مرز بین ماده معدنی و سنگ‌های جانبی، محتوای ترکیبات مفید در سنگ‌های جانبی و تغییرات عیار آن) همچنین برنامه‌ریزی مناسب

1.Quality Variation Coefficient
1. Mining Plant

عملیات نقشه‌برداری، نمونه‌برداری صحیح از ماده معدنی درجا و خرد شده، آنالیز دقیق و به‌موقع نمونه ها،وقتی که خطاهای سیستماتیک در تعیین ویژگی‌های فوق الذکر به ۱۰٪ و یا بیشتر رسید، مقدار ضایعات محاسبه شده را می‌توان با یک فاکتور ۲-۱/۵ و حتی بیشتر در مقایسه با مقدار واقعی، کاهش داد (در بعضی شرایط نادر افزایش داده می‌شود).در چنین شرایطی ارزیابی ضایعات به اهداف اصلی خود نخواهد رسید.روش‌های تعیین اندیس‌های طراحی و نحوه برآوردها در کتاب‌های مرجع نقشه برداری معدن پوشش داده شده است.

۳-۱۰- ارزیابی ماده معدنی[1]

یکی از راه‌های تخمین ارزش ماده معدنی ضرب قیمت واحد آن ماده و یا کانی در محتوای فلز آن است.

(مثال): محتوی مس $0/9\,t\,(1\,st) \times 2\%\,(copper\,grade) \approx 20\,kg$

قیمت مس محتوای کانه(۰/۹ تن) به دلار ($) $20kg \times 1.54\,{}^{\$}\!/_{kg} \cong 31$

قیمت فوق فقط ارزش مس خالص در بازار است و نمی‌تواند ارزش واقعی (۱ تن) ۰/۹ تن سنگ معدن را نشان دهد. زیرا هزینه های لازم برای تبدیل کالکوپیریت به مس خالص در نظر گرفته نشده است. در اصل قیمت واقعی پس از کسر هزینه‌های تغلیظ، کانه‌آرایی و ذوب و کلاً عملیات پس از استخراج از ارزش فوق بدست می‌آید. بدین ترتیب ارزش ماده معدنی تحویلی به تأسیسات سطحی را می‌توان حساب کرد. ارزش مزبور بایستی پاسخگوی هزینه‌های عملیاتی و هزینه سرمایه باشد.

[1] Ore Evaluation

در مقایسه روش‌های استخراج نقطه تحویل ماده معدنی را می‌توان یک قدم دیگر به ماده معدنی درجا نزدیکتر کرد. زیرا در معادن زیرزمینی بدون توجه به روش استخراج تأسیسات مختلفی از جمله تأسیسات بالابر چاه، سیستم زهکشی و سیستم حمل و نقل عمومی وجود دارد.

$$1.54\,{}^{\$}\!/_{kg} \rightarrow 1540\,{}^{\$}\!/_{t}$$

عیار کنسانتره تحویلی به تاسیسات ذوب آهن ۲۵٪

هزینه ذوب و پالایش را می توان با توجه به درصد ضایعات به هزینه کنسانتره شارژ کرد. با فرض هزینه ذوب *۸۵ $/t*. ارزش کنسانتره تحویلی به تأسیسات ذوب: $0.25\times 1540\$ - 85\$ = 300\,{}^{\$}\!/_{t}$

از قیمت فوق بایستی هزینه‌های حمل کنسانتره از تأسیسات ذوب را کم کرد. با فرض *20 $/t* هزینه حمل ارزش کنسانتره در محل تأسیسات تغلیظ: *300 – 20 =280$/t*

با توجه به عیار تئوریک ۲٪ مس و ۱۰٪ ترقیق مقدار عیار واقعی مس در محصول استخراجی به شرح زیر به دست می‌آید:

$$0.02/1.10 = 0.0182 \rightarrow 1.82\%$$

در سنگ شکن و آسیاب عیار ماده معدنی به*25*٪ افزایش می‌یابد و مقداری فلز همراه باطله به بیرون ریخته می‌شود. با فرض این که باطله ۰/۱٪ فلز داشته باشد. برای تولید ۱ تن کنسانتره با عیار ۲۵٪:

نسبت کانسنگ/کنسانتره = 0/25 / (0/0182 – 0/001) = 14/5

یعنی برای تولید ۱ تن کنسانتره با عیار ۲۵٪ مس ۱٤/۵ تن سنگ مس با عیار اولیه ۲٪ باید استخراج شود. ارزش ماده معدنی در سطح زمین با توجه به هزینه خردایش و آسیا به مقدار ${}^{\$}\!/_{t}$۵ از رابطه زیر بدست می‌آید. $(280/14.5)\$ - 5\$ = 19.31 - 5 = 14.31\,{}^{\$}\!/_{t}$

با در نظر گرفتن هزینه سرویس و خدمات تأسیسات عمومی معدن به مقدار *$/t* ۲.۵ ارزش ماده معدنی در کارگاه بدست می‌آید.

$$14.31\$/t - 2.5\$/t = 11.81\$/t$$

ارزش فوق بایستی پاسخگوی هزینه‌های مستقیم معدنکاری و هزینه سرمایه‌گذاری معدن باشد.

در مثال فوق ارزش مواد جانبی نادیده گرفته شده است هم‌چنین از رابطه زیر نیز می‌توان برای محاسبه ارزش یک تن ماده معدنی در سطح زمین استفاده کرد.

$$V = \left\{ [N - C]/100 - S - F \right\} \left[(m - t)/C \right] - M \qquad ۳-۱۱$$

V ($/t): ارزش ماده معدنی خام در سطح زمین

N ($/t):ارزش(قیمت) فلز در بازار

S ($/t):هزینه ذوب بازاء هر تن کنسانتره

M ($/t): هزینه آسیاب و خردایش بازاء هر تن ماده معدنی خام

C%: عیار کنسانتره

m%: عیار ماده معدنی

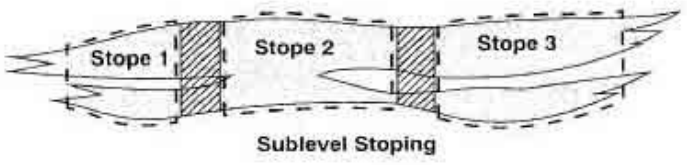
t%: عیار فلز در باطله آسیاب

F%: هزینه حمل مواد از کنسانتره به ذوب

۳-۱۱- هزینه معدنکاری و ارزش کانسنگ:

هزینه‌های معدنکاری در انتخاب روش استخراج تأثیر بسزایی دارد. انتخاب روش فقط به پیدا کردن حداقل هزینه حفر و استخراج منتهی نشده بلکه مسایل دیگری از جمله ویژگی‌ها و معایب و محاسن روش‌های مختلف نیز بایستی مدنظر قرار گیرد. به عنوان مثال یک روش مشابه با نیروی انسانی بیشتری

امکان استخراج انتخابی را فراهم می‌سازد و بدین وسیله محصول با عیار و ارزش بیشتری را تولید می نماید. این موضوع را می‌توان با مقایسه دو روش استخراج از طبقات فرعی[1] و کندن و آکندن[2] بیان نمود.



Sublevel Stoping

Cut-and-Fill Stoping

روش استخراج از طبقات فرعی نیاز به مرزهای منظم دارد در صورتی که روش کندن و آکندن می-تواند در مرزهای نامنظم برنامه ریزی شود. در اولی قسمت‌های کم عیار نیز بایستی استخراج شود در صورتی که در روش دوم این قسمت‌ها را می‌توان جاگذاری نمود.

الف) روش کندن و آکندن: عیار ماده معدنی با توجه به نمونه‌های سنگ مس ۲/۲٪، و مقدار ترقیق ۱۰٪ لذا عیار مس در سنگ‌های استخراجی در این روش برابر است با:

$$\frac{2/2}{1/1}\% = 2\ \%$$

ب) در روش استخراج از طبقات فرعی با فرض استخراج ۱۵٪ ماده معدنی کم عیار با عیار متوسط ۰.۵٪ خواهیم داشت:

$$[(0.022\times 0.85)+(0.005\times 0.15)]\big/_{10}+0.1=0.0177\Rightarrow 1.77\%$$

مقدار ماده معدنی لازم برای تولید یک تن کنسانتره با عیار ۲۵٪ در روش کندن و آکندن

1. Sublevel Stoping
1. Cut & Fill

نسبت کنسانتره/کانسنگ = $0.25 / (0.02 - 0.001) = 13.2t$

مقدار ماده معدنی لازم برای تولید ۱ تن کنسانتره در روش استخراج از طبقات فرعی:

نسبت کنسانتره/کانسنگ = $0.25 / (0.0177 - 0.001) = 14.97t$

با فرض ارزش کنسانتره $\$/t$ ۲۸۰ ارزش سنگ معدن تولیدی توسط هر کدام از روش‌ها به شرح زیر است.

کندن و آکندن $\Rightarrow 280/13.2 = 21.2\ \$/t$

استخراج از طبقات فرعی $\Rightarrow 280/15 = 18.67\ \$/t$

تفاوت

$21.2\ \$/t - 18.67\ \$/t \cong 2.54\ \$/t$

تفاوت به نفع کندن و آکندناست.

فصل چهارم

آماده‌سازی و بازکردن معدن

٤- فصل چهارم: باز کردن،آماده‌سازی و توسعه ذخیره برای معدنکاری

٤-١- تقسیم ذخیره به بخش‌ها و اهمیت انجام این کار

معدنکاری یعنی خردکردن، شکستن و استخراج کردن کانه‌ها. البته انجام این کار بدون برنامه‌ریزی و طرح قبلی صورت نمی‌گیرد؛ ماده معدنی بلافاصله در محلی که را اکتشاف شده معدنکاری و استخراج نمی‌شود، بلکه همه کارها در یک ترتیب معین صورت می‌گیرند. این که تعداد محدودی از معدنچیان در یک مکان امکان کار دارند کاملاً مشخص است و این تعداد محدود از معدنچیان امکان تولید مقدار محدودی از ماده معدنی را دارند. اگر تولید بیشتر مورد نظر باشد بایستی تعداد گروه‌های معدنچیانی را که همزمان مشغول تولید هستند را افزایش داد، بدون اینکه این گروه‌ها در کار هم دیگر تداخل ایجاد کنند.

از طریق هر راهرو حمل و نقل خاص می‌توان ظرفیت معینی از ماده معدنی استخراج شده، چوب‌ها و مواد دیگر مورد نیاز در معدنکاری وهمچنین حجم هوای مشخصی را منتقل کرد. استخراج ماده معدنی بیشتر نیاز به راهروهای بیشتری دارد که ساختن آن نیاز به پیروی از یک طرح دقیق دارد.

نه شکل حفاری و نه اندازه آن دلبخواه نیست، در غیر این صورت سقف آنها ریزش می‌کند و ادامه کار دیگر امکان پذیر نخواهد بود.مکانی که معدنکاری در حال جریان است بایستی به آسانی قابل دسترسی باشد. علاوه بر این بایستی شرایط ایمنی برای معدنکاران، تهویه مناسب، زهکشی آب و به طور ویژه انتقال کانه‌های استخراجی فراهم شود.

در انتهای مرحله اکتشاف، ذخیره معدنی باید به شکل وسیعی باز شود، به این معنی که این مرحله ذخیره را قابل دسترسی ساخته و به طور همزمان آن را به بخش‌های مناسب تقسیم می‌کند که در ادامه می‌تواند بر اساس یک طرح مناسب یکی پس از دیگری استخراج شوند. هدف اصلی این تقسیم‌بندی آن است که بخشهایی کاملا مجزا از هم ساخته شود به طوری‌که:

۱. که هر کدام به صورت کاملاً مجزا استخراج شوند.

۲. که از هر کدام به طور جداگانه حمل و نقل انجام خواهد شد.

۳. تعداد معینی از معدنکاران درهرکدام از آنها به‌کار گرفته خواهد شد.

٤. ماده معدنی استخراج شده به راحتی قابل جابجایی و حمل خواهد بود.

۵. بایستی به راحتی قابل دسترسی باشند.

٦. که بطور کاملاً جداگانه تهویه شوند.

۷. تمامی تجهیزات و مواد مورد نیاز از جمله چوب، مصالح، ابزار، ماشینها و غیره به آسانی به آن‌ها قابل حمل باشند.

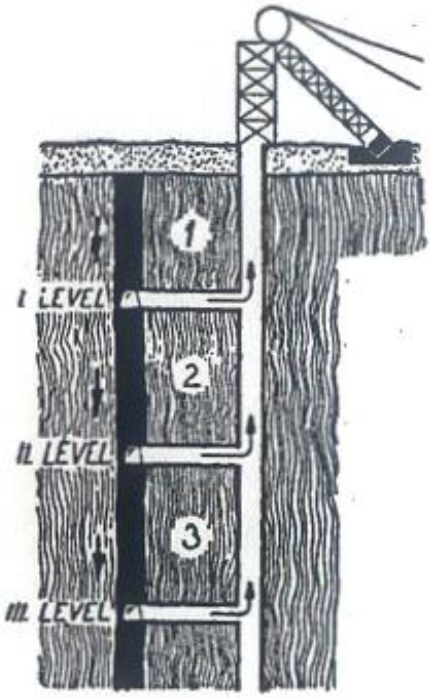
۸. همچنین در صورتی که کارگاه نیاز به پرکردن داشته باشد، مواد پرکننده مورد نیاز به آسانی قابل انتقال باشد.

هر بخش یک تولید معین دارند و همه بخش‌ها با هم تولید نهایی را تشکیل خواهند داد. برای تولید بیشتر نیاز به تعداد بیشتری از بخش‌ها است که بایستی باز و برای معدنکاری آماده‌سازی شود. کار در یک بخش نباید در بخش دیگر اخلال ایجاد کند.

روش معدنکاری انتخاب شده همچین روش بازکردن، روش تقسیم ذخیره و همچنین آماده‌سازی‌های مورد نیاز برای کار را تعیین می‌کند. همه این فعالیت‌ها آماده‌سازی نامیده می‌شود.در اینجا چندین قاعده کاربردی اصلی که امروزه به طور کلی مراعات می‌شوند، ارائه می‌شود.

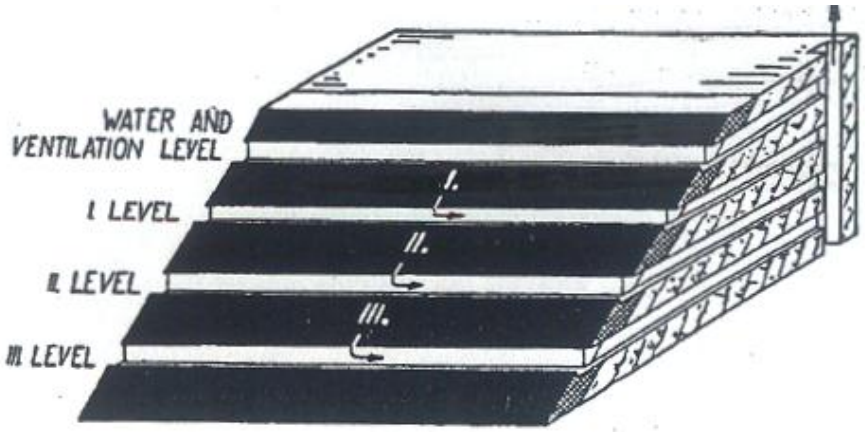
قانون **اول**: ذخیره به بخش‌های مجزا در جهت عمودی تقسیم بندی می‌شود، طبقات یا افق‌ها بوسیله ساختن میانبر از چاه و تونل‌های افقی از میانبرهای داخل ذخیره آماده‌سازی می‌شود ویک بخش پس از بخش دیگر معمولا از بالا به پایین استخراج می شوند.حفر چاه بسیار گران تمام می‌شود و از اینرو ابتدا

بخش‌های موجود در عمق کم استخراج می‌شود و به تدریج و زمانی که استخراج از این افق درحال اتمام است به اعماق پیشروی می‌شود. بعلاوه، در اعماق بیشتر، جمع‌آوری و پمپ کردن آب سختر و گرانتر است. معمولاً استخراج از سطح شروع نمی‌شود بلکه یک لنگه محافظتی برای جلوگیری از ورود آب به داخل معدن گذاشته می‌شود. اصولا ماده معدنی در اکثر اوقات در سطح به دلیل هوازدگی کم عیار است. (اشکال٤-١ تا ٤-٣)

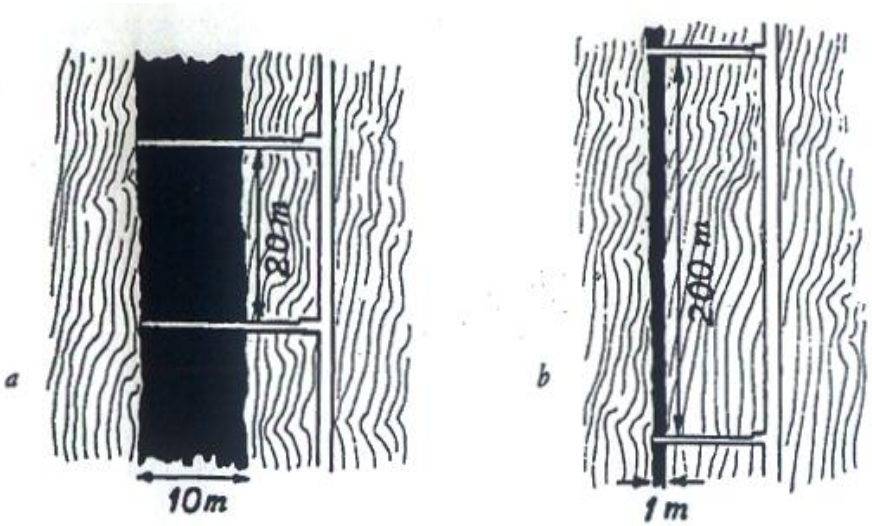


شکل٤-١- ذخیره لایه‌ای شکل که توسط یک چاه عمودی بازشده است و توسط تونل‌های عمود بر لایه به ٣ طبقه تقسیم شده است. مواد خرد شده در بخش بالای طبقه اول در طول افق اول حمل و به چاه منتقل می‌شود و سپس توسط قفس یا اسکیپ به خارج انتقال می‌یابد. به همین ترتیب مواد استخراج شده در بخش بالای هر طبقه از طریق تونل‌های زیرین آن طبقه به چاه و از آنجا به بیرون منتقل می‌شود.

قانون **دوم**: ذخیره به وسیله تونل‌های افقی به بخش‌های مجزا (در ذخیره‌های جدولی به صورت پانل‌های افقی)که البته یکی زیر دیگری قرار دارد تقسیم می‌شود. (اشکال٤-١ ،٤-٢) در این پانل‌ها در امتداد لایه یا در عرض آن و یا در جهت شیب معدنکاری انجام می‌گیرد، اما همواره پروسه معدنکاری به صورت افقی پیشروی می‌کند.



شکل ٤-٢- تقسیم‌بندی یک لایه شیب‌دار زغال به چند طبقه بوسیله تونل‌های افقی. نحوه انتقال مواد معدنی همانند روش اشاره شده در شکل ٤-١از طریق گالری طبقه و عمود بر لایه منتقل می‌شود تا از طریق چاه عمودی به بیرون از معدن منتقل شود.



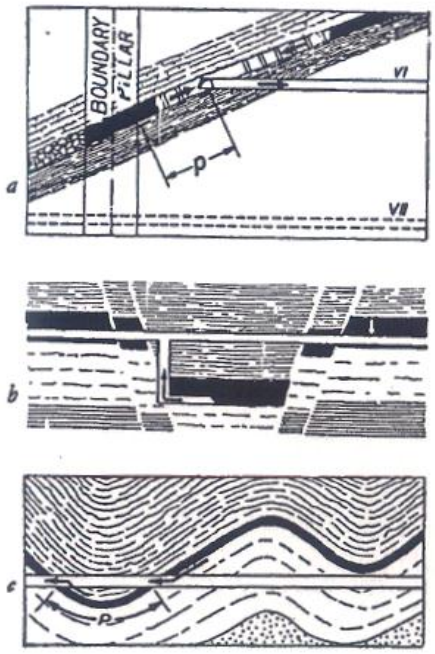
شکل ٤-٣-فاصله بین طبقه‌ها در لایه‌های ضخیم (a) کمتر از لایه‌های نازک (b) می‌باشد. در لایه‌های ضخیم مقدار ماده‌معدنی بیشتری بین دو طبقه وجود دارد، همچنین فشار بیشتری در کارگاه استخراج وجود دارد که منجر به افزایش سرعت استخراج می‌شود. در لایه‌های با شیب کم ما می‌توانیم فاصله قائم طبقه‌ها را نزدیک به هم بگیریم اما با این وجود کارگاه جبهه‌کار طولانی باندازه کافی بلند و مقدار ماده معدنی مؤثر زیادتری داشته باشد.

قانون سوم: ماده معدنی استخراج شده در پانل‌های مختلف تا حد ممکن تا پایین‌ترین طبقه پانل که در مرز پایینی پانل است منتقل می‌شود. (اشکال ٤-١، ٤-٢) بوسیله شیب بیشتر ذخیره انتقال ماده معدنی استخراج شده با استفاده ازنیروی وزن آن امکان‌پذیر خواهد بود.سپس ماده معدنی از طریق طبقه و میان-برها به سمت چاه حمل می‌شود.

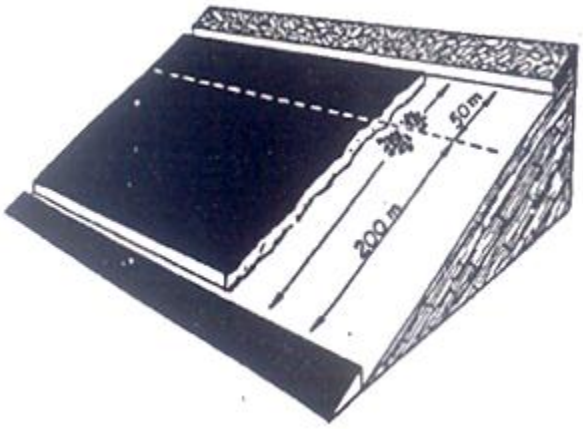
در یک بخش از پانل مناسب نیست که ماده معدنی استخراج شده به سمت بالا حمل شود چون همواره این کار بسیار مشکل خواهد بود و بندرت امکان آسان‌تر بودن حمل ماده معدنی در جهت بالا وجود دارد. ولی ما مجبور خواهیم بود در صورتی که بخشی از ذخیره به طبقه پایین تر دسترسی نداشته باشد، ماده معدنی را به سمت بالا حمل کنیم. دلیل این امر ممکن است بر اثر وجود گسل یا چین خوردگی یا رسیدن به محدوده معدن باشد یا این که حفر تونل طبقه پایین بسیار گران‌تر از ایجاد طبقات فرعی در فضاهای کوچک باشد.(اشکال٤-٤و ٤-٥)[1]

قانون چهارم: استخراج در بخش‌های مختلف به صورت افقی از سمت مرزها به سمت چاه انجام شود(پسرو) اگرچه در برخی موارد همچنین ممکن است استخراج از چاه به سمت مرزها انجام شود(پیشرو). بهتر است معدنکاری از مرزهای معدن شروع شود اولاً به منظور این که چاه و تجهیزات سطحی آن بتوانند تا آنجا که ممکن است در بالای منطقه تخریب نشده قرار گرفته و بنابراین تحت تاثیر منفی استخراج لایه‌های مجاور قرار نگیرند(اشکال٤-٧ ،٤-٨ ،٤-١٠ مراجعه شود)، ثانیاً به منظور این که تونل اصلی حمل و نقل که به کارگاه ها منهتی می‌شوند بتوانند در زمین تخریب نشده بمانند.

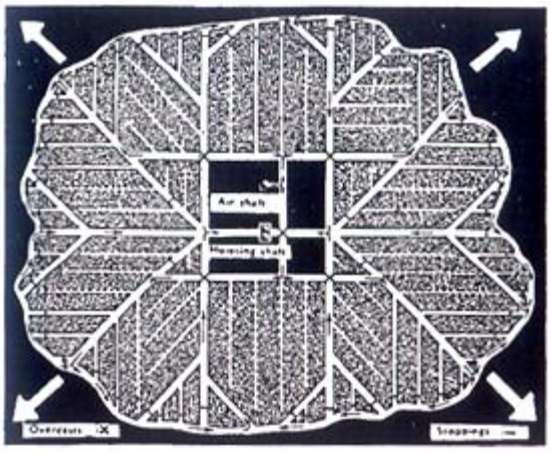
[1]. البته امروزه، وقتی که نوارنقاله و وینچ های مناسب و اسکریپر ها این امکان را برای ما فراهم می کنند که مواد را به اسانی بسمت نزدیک ترین طبقه بالایی منتقل کنیم، می‌توان از این قاعده صرف نظر کرد.



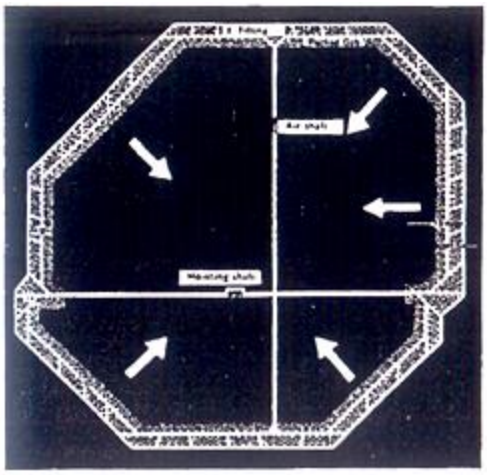
شکل٤-٤- : معدنکاری طبقات فرعی. بندرت ما معدنکاری کرده و حمل و نقل را از کارگاه به سمت طبقه بالا انجام می‌دهیم. عمدتاً وقتی این کار صورت می‌گیرد که بخش کوچکی در پایین‌ترین مرز طبقه وجود داشته باشد (a)، در بخش‌هایی که توسط گسل‌ها از لایه جدا افتاده است (b)، یا به علت چین‌خوردگی و یا هر جایی که حفر گالری زیرین مناسب نباشد



شکل ٤-٥: معدنکاری طبقات فرعی: جبهه کار را به دو بخش تقسیم می‌کنیم که ماده معدنی بخش پایین و بزرگتر را پس از استخراج به طبقه پایین‌تر و مواد استخراجی بخش بالاتر و کوچکتر را با تسمه نقاله به طبقه بالایی منتقل می‌شود. طبیعتاً این حالت فقط در ذخیره‌های با شیب متوسط قابل انجام است. هدف از انجام این‌کار افزایش دادن طول جبهه‌کار و کاهش آماده‌سازی‌های معدن و کاهش تعداد طبقات است.

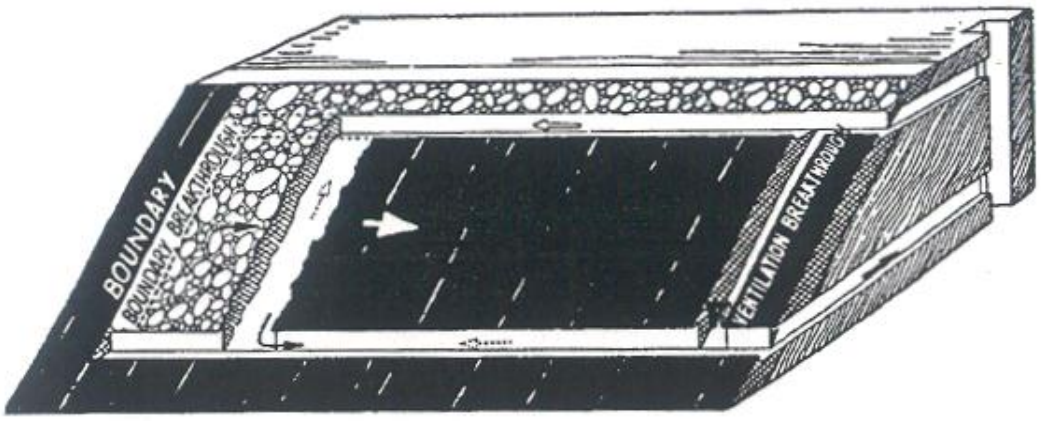


شکل٤-٦: پیشروی به سمت مرزها و سیستم تهویه(روش پیشرو)



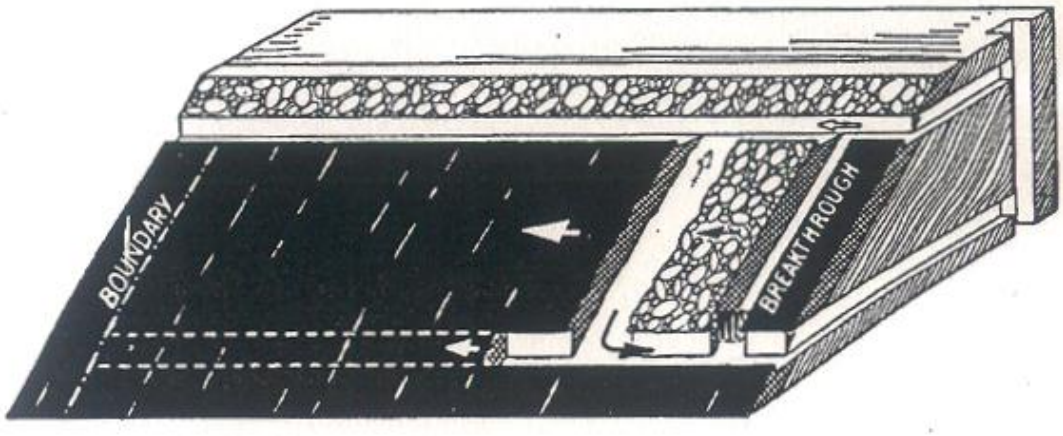
شکل٤-٧- معدنکاری پسرو از مرزها در ایلی نویز

وقتی از مرزها به سمت چاه معدنکاری می‌شود به تونل‌ها در بخش‌های معدنکاری شده دیگر نیاز نیست و اجازه داده می‌شود تا تخریب شوند. اما اگر در خلاف جهت و از سمت چاه به سمت مرزها استخراج انجام شود، حمل و نقل از کارگاه‌هایی که استخراج نشده است بایستی توسط همین تونل‌ها که در بخش‌های استخراج شده قرار دارند انجام شود بنابراین تونل‌ها بایستی در این مناطق تخریب شده باز نگهداشته شوند.(شکل‌های ٤-٦، ٤-٩)



شکل٤-٨- معدنکاری پسرو. آماده‌سازی تونل‌های حمل و نقل و تهویه به سمت مرزهای بخش مورد نظر حفر شود و از آنجا معدنکاری به سمت میانبر و چاه شروع می‌شود. روش معدنکاری نشان داده شده معدنکاری جبهه‌کار طولانی پسرو با پرکردن منطقه تخریب است.

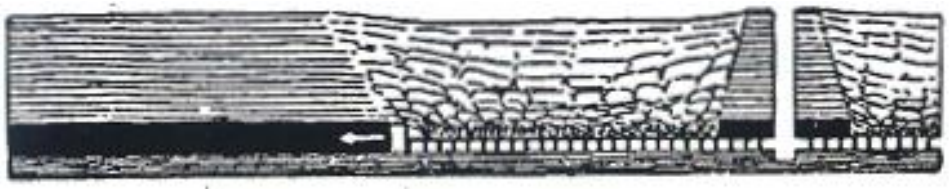
در معادن با محدوده مرزهای خیلی وسیع، استفاده از روش معدنکاری پسرو می‌تواند بسیار زمانبر و طولانی باشد.در طول مدت حفر تونل فقط ماده معدنی که از پیشروی بدست می‌آید استخراج می‌شود. بنابراین در چنین شرایطی بهتر است چندین فضای کاری نزدیک چاه و خارج از لنگه ایمنی ایجاد شود.



شکل٤-٩- معدنکاری پیشرو. استخراج پس از رسیدن به ذخیره توسط میانبر شروع شده و در جهت مرزها ادامه می‌یابد. هیچ راهرو آماده‌سازی به سمت مرزها پیشاپیش حفر نمی‌شود، آنها جزء عملیات معدنکاری حساب می‌شوند و به همراه کارگاه احداث می‌شوند. روش معدنکاری نشان داده شده، جبهه‌کار طولانی پیشرو با پرکردن منطقه تخریب نام دارد.

قانون پنجم: وقتی که لایه به سمت پایین شیبدار است معدنکاران از طبقه بالا وارد کارگاه می‌شوند و به سمت محل کار پایین می‌روند(شکل ٤-١٤و ٤-١٧). آنها کارگاه را از طبقه پایینی ترک می‌کنند. وقتی که لایه افقی است کارگران از طریق طبقه پایینی و تونل شیبدار وارد می‌شوند زیرا که این راحت‌ترین راه رسیدن به کارگاه استخراج است. طبقه پایینی معمولا بهتر تجهیز شده است.

شکل٤-١٠- در روش جبهه‌کار بلند پسرو تونل‌های موجود در بخش معدنکاری‌شده دیگر مورد نیاز نیستند و نیازی به تعمیر آنها نیست. گالری‌های ترانسپورت در منطقه دست‌نخورده قرار دارند و نگهداری آنها آسان است.

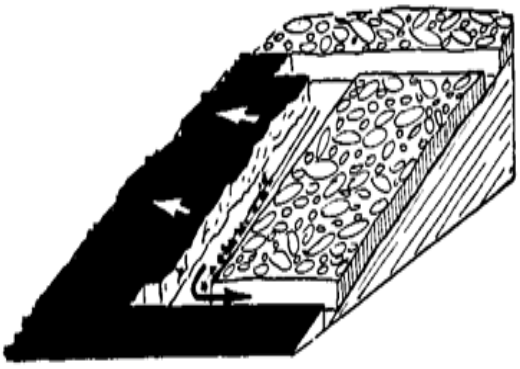


شکل٤-١١- در روش جبهه‌کار بلند پیشرو گالری‌ها در بخش معدنکاری شده قرار دارند و نیاز به تعمیر و نگهداری دارند در غیر این صورت راه دسترسی به ماده‌معدنی وجود نخواهد داشت. گالری‌های حمل و نقل فشار زیادی را از طرف سنگ‌های خورده شده تحمل می‌کنند و نیاز به نگهداری گران و سنگین دارند.

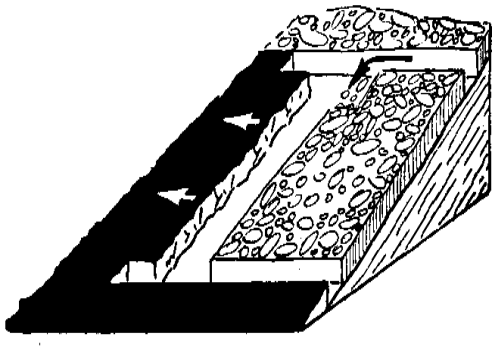
قانون ششم: سایر مصالح مورد نیاز، ابزار و ماشین‌آلات از طریق طبقه بالایی به داخل کارگاه به طرف پایین انتقال داده می‌شوند (شکل‌های ٤-١٤و ٤-١٧). اگرچه درصورتی که طبقه پایینی خوب‌تر تجهیز شده باشد استفاده از آن ترجیح داده می‌شود.

قانون هفتم: همانطور که در شکل٤-١٣ نشان داده شده است به طور مشابه مواد پرکننده از طریق طبقه بالایی به داخل کارگاه استخراج انتقال می‌یابد.

قانون هشتم: جریان هوا از طبقه پایین وارد کارگاه استخراج می‌شود و از طبقه بالایی خارج می‌شود (شکل٤-١٧).

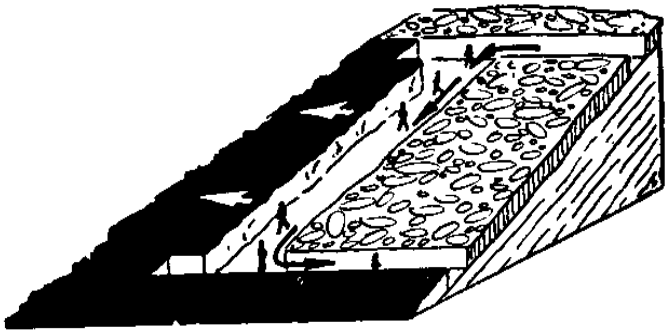


شکل ٤-١٢- مواد استخراج شده همواره به طبقه پایین منتقل می‌شوند

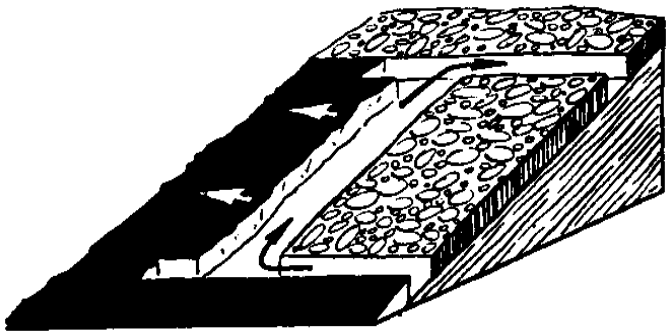


شکل٤-١٣

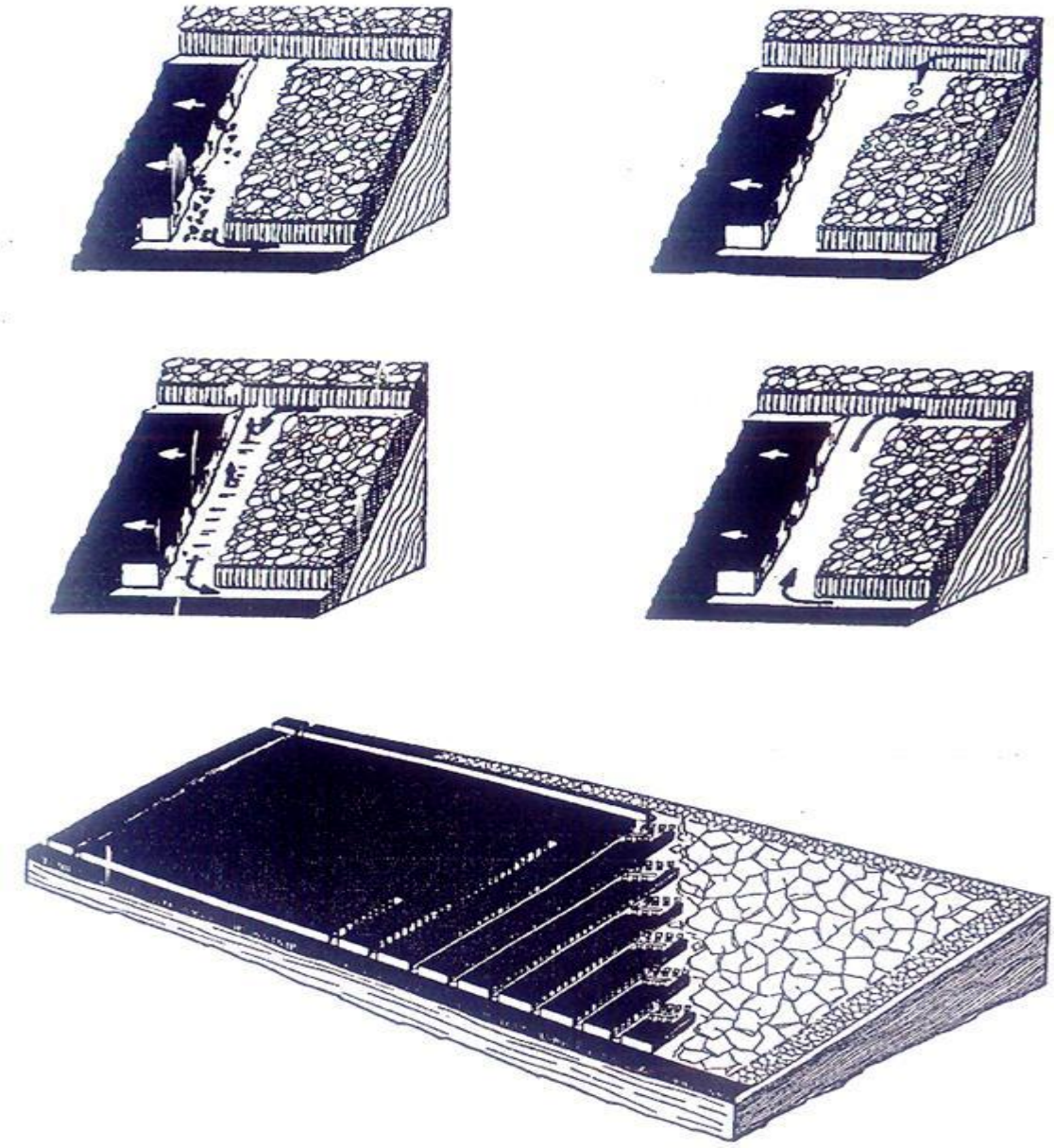
موادپرکنندهازطبقهبالاواردکارگاهشدهودرآنجاتخلیهمی شود.



شکل٤-١٤- کارگران از طبقه بالایی وارده کارگاه می‌شوند بویژه اگر که شیب لایه زیاد باشد و طول جبهه کار هم زیاد باشد. به طور مشابه مواد مورد نیاز و چوب و تخته مورد نیاز نیز از طبقه بالا وارد طبقه می شود. در صورتی که شیب لایه زیاد نباشد اهمیتی ندارد که محل ورود کارگران از کدام طبقه باشد.

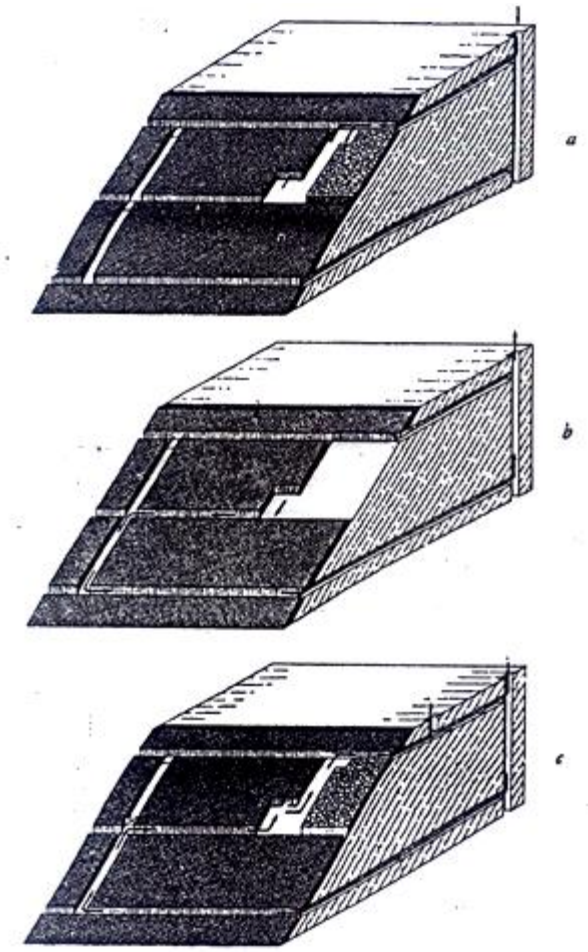


شکل٤-١٥- در این شکل مسیر عبور هوا نشان داده می‌شود.



اشکال٤-١٦- این مثال‌های مصور اصول معدنکاری بیشتری را نشان می‌دهند.

پیش از آن که روش‌های معدنکاری، بازکردن، کارهای اکتشافی، آماده‌سازی و کارهای مقدماتی توصیف شود، ما بایستی بازکردن، تقسیم‌بندی و معدنکاری در شرایط خاص توضیح داده شود، بنابراین می توان با استفاده از آن بهترمراحل کار را تشریح کرده و بهتر هدف و تاثیر این کار ها را درک کرد.



شکل ٤-١٧- کارگران از طبقه بالایی وارد کارگاه می‌شوند (a). آنها از طریق خروجی کارگاه به طبقه پایینی وارد میان‌برها شده از کارگاه خارج می‌شوند و به سمت چاه می روند (b). به طورکلی ورود و خروج چوب‌ها، مصالح و لوازم مورد نیاز، مواد پرکننده و ماده معدنی استخراج‌شده از قاعده مشابه پیروی می‌کند. هوا از طریق طبقه پایین به محل کاری هدایت می‌شود و در طول کارگاه بالا می‌رود و از طبقه بالایی از کارگاه خارج می‌گردد (c). ملزومات تهویه و استفاده از درها و دویل‌های تهویه بایستی طوری رعایت گردد که در تمام کارگاه‌ها جهت حرکت هوای تمیز از کارگاه به بالا (طبقه پایینی به بالایی) باشد.

٤-٢- مراحل آماده سازی

٤-٢-١- ملزومات سطحی

از ضروریات احداث یک فعالیت تجاری تأمین مواد اولیه و دیگر منابع نظیر انرژی الکتریسته، آب، مجوزها، نیروی کار و بازار فروش است. معمولاً تمامی این موارد به طور کامل مطالعه و بررسی شده و سعی می‌شود کارخانه تا حد امکان در نزدیکی یک شهر پیشرفته احداث گردد، زیرا شهر تمامی این نیاز-ها به جز مواد خام را فراهم خواهد نمود. مواد خام برای هر صنعت یا فعالیت نیز می‌تواند از طریق مبادلات بین شهری تأمین شود.

معیارهای اساسی مشابهی برای صنعت معدنکاری بکار گرفته می‌شود با یک تفاوت که: معدن مواد خام را خودش تهیه می‌کند، بنابراین معدن باید در نزدیکی کانسار ایجاد و هر چیز دیگری به پای معدن آورده شود. هر چند فاکتورها ارتباط نزدیکی با همدیگر دارند، لیکن باید به طور همزمان مد نظر قرار گرفته باشند.

٤-٢-٢- مجوز معدنکاری

بعضاً می‌تواند چنین فرض شود که وقتی یک کانسار وجود داشته باشد، شرکت اجازه استخراج آن را خواهد داشت. لزوماً چنین فرضی صحیح نیست. مجوز پی جویی (اکتشاف) حقی برای استخراج ماده معدنی ایجاد نمی‌کند. شاید برای یک شرکتمجوز حفاری در یک منطقهٔ حوضه آبی و یا پارک ملی امکان پیدا کردن یک کانسار را بدهد ولی برای گرفتن مجوز استخراج آن باید دوباره اقدام شود. صورت وضعیت تأثیرات زیست محیطی باید تنظیم و شاید لازم باشد تا راه حلی برای برطرف نمودن اعتراض-های مخالف و تقاضاهای اجتماعی پیدا نمود.

نیاز به برقراری تفاهم و حل چنین مشکلاتی ممکن است باعث ایجاد برخی محدودیت‌ها در جانمایی سطحی معدن شود. برای یک معدنی که در بوته‌زار قرار گرفته است، مخصوصا اگر اراضی دولتی باشد امکان بدست آوردن کل فضای مورد نیاز کارخانه خردایش، ادارات، رختکن و حمام، جاده، راه‌آهن و غیره وجود دارد. هر چقدر معدن به شهر نزدیکتر باشد محدودیت فضا برای جانمایی قسمت-های مختلف بیشتر است. معادن زغال سنگ دره بوراگورنگ[1] همانند دیگر معادن ساحلی جنوبی در منطقه حوضه آبی متعلق به اداره آب کلان شهر (متروپلیتن)[2] واقع شده‌اند. راه‌های دسترسی به سایت با محدودیت‌هایی مواجه است و زغال به کارخانه شستشوی مرکزی حمل می‌شود. اعمال فشار از جانب هواداران محیط زیست موجب جلوگیری از احداث خط آهن به ولونگونگ[3] شده است که روش حمل کم هزینه‌ای است.

فشارهای زیست محیطی مشابهی مانع از کاهش هزینه‌های اضافی دفع باطله‌ها با گسترش سایت دامپ باطله و احداث یک بارگیر زغال در معدن زغال سنگ کلیف کلیری[4] شده است. برای دفع باطله یک معدن یا یک کواری شاید به احداث ترانشه یا تونل به پایین دره برای دفع آن و یا به خطوط انتقال هیدرولیکی (پایپ) از زیر زمین، جاده مخصوص برای حمل، مجموعه ای از سیستم نوار نقاله به منظور کاهش ترافیک منطقه نیاز باشد. کارخانه خردایش، تجهیزات برقی، کارگاه‌ها و سایر تأسیسات ممکن است همگی یک‌جا بنا شده و یا جدا از هم و یا به صورت گروهی با چشم‌انداز محل ترکیب شوند. حتی ممکن است به منظور ایجاد مانع، منطقه حائل و مانعی بین منطقه عمومی و معدن لازم باشد تا قسمت بیشتری از اراضی سطحی اطراف معدن خریداری شود.

1- Burragorang Valley
۲ - Metropolitan
۳ - Wollongong
٤ - Cliff Colliery

٤-٢-٣- ارتباطات

یک معدن به تدارکات عملیاتی اولیه خود و تجهیزات نیازمند بوده و باید قادر به ارسال ماده معدنی تولیدی خود به بیرون باشد. این نیازمندی‌ها نسبت به مقدار تولید به شدت، تغییر می‌کند. مدیر یک معدن کوچک طلا احتمالاً می‌تواند تولید هفتگی معدن را در ساک دستی خود به بانک حمل نماید. یک معدن قلع با تولید سالیانه ۱۰۰۰۰۰۰ تن ماده معدنی با عیار ۱ درصد، تولید روزانه ای در حدود ٤٠ تن قلع دارد که معادل حدود ۸۰ تن کنسانتره با عیار ٪۵۰ است. برای حمل این مقدار در روز ٤ کامیون نیاز است و معدن احتمالاً بیش از این تعداد کامیون به منظور آوردن چوب، آهن، سوخت، غذا و غیره نیاز دارد.

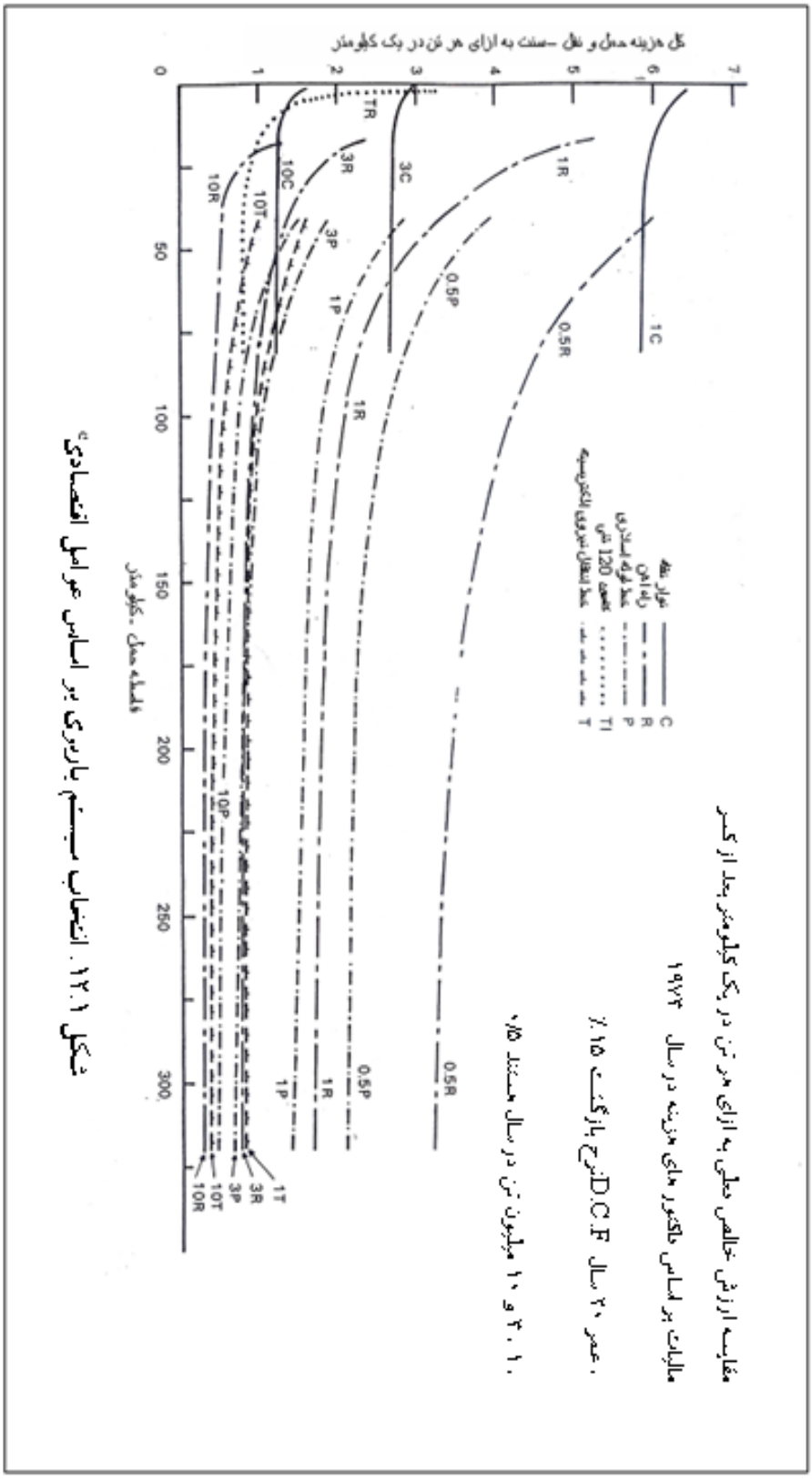
در دیگر معادن بزرگ زغال ممکن است که نیاز به حمل ٦،۰۰۰ تا ۸،۰۰۰ تن در روز باشد و در مورد معادن آهن ممکن است تا ۲۰،۰۰۰ تن در روز نیز برسد که با واگن‌های راه‌آهن حمل می شود. بدیهی است که این موضوع به آسانی نمی‌تواند بسط داده شود، ولی یک طبقه‌بندی از معادن ارائه خواهد شد به طوری‌که مطالعه فاکتورها امکان‌پذیر باشد.

یک طبقه‌بندی مفید عبارت است از:

۱. معادن فلزات قیمتی و پایه که تولید سالیانه آن کمتر از ۱،۰۰۰،۰۰۰ تن ماده معدنی با عیار پایین و یا کمتر از ۱۰۰ تن کنسانتره در روز است، که حمل کنسانتره در آن‌ها مشکل اساسی نیست.

۲. معادن فلزات پایه با تولید بالا (نظیر مس، سرب و روی) که حمل و نقل کنسانتره نیاز به مطالعات ویژه‌ای دارد.

۳. معادن با تولید انبوه (زغال، سنگ آهن و بوکسیت) که سالیانه بیش از ۱،۰۰۰،۰۰۰ تن تولید باید حمل شود.



شکل ٤–١٨ انتخاب اقتصادی سیستم‌های ترابری

در گروه اول از معادن فوق حمل به عنوان یک مشکل اساسی مورد مطالعه قرار نمی‌گیرد. مسأله حمل و نقل در این مورد می‌تواند با ایجاد یک راه شوسه در یک منطقه خشک و یا یک جاده اختصاصی یک طرفه با شانه های سفت انجام و با راه‌اندازی سیستم اطلاع رسانی تلفنی مشکل تقابل کامیون‌های پر و خالی حل شود. معمولاً کامیون‌های خالی به کامیون‌های پر راه عبور می‌دهند.

در مناطق ناهموار از برخی گزینه‌های ترکیبی نظیر نقاله هوایی تا کف دره، یا شاید باربری با سیم بکسل و وینچ به منظور کمینه کردن هزینه‌های مربوط به احداث جاده‌های کامیون رو، ممکن است استفاده شود.

گروه دوم از معادن برای تصمیم‌گیری در مورد روش حمل با کامیون و یا راه‌آهن نیازمند مطالعات دقیقی هستند. شکل ٤–١٨ آخرین مقایسه بین سیستم‌های ترابری را نشان می‌دهد. این مقایسه فقط جنبه آشنایی دارد، زیرا هر معدن منحصر به فرد است. اگر فرض شود که تا فاصله ٥ کیلومتر بطور مجازی جزو محدوده معدنکاری باشد، آنگاه بین فاصله حمل (از آن به بعد) و تناژ مواد رابطه مشخصی وجود خواهد داشت. برای حمل در تولید بالا و فواصل کوتاه نوار نقاله و در فواصل طولانی حمل ریلی مطلوب‌تر است. در انتخاب نوع سیستم حمل برای مواردی با تولید و فاصله متوسط عواملی نظیر عوارض زمین، آب و هوا، عمر معدن و (سیاست‌گذاری) دولت تأثیر دارد. شکل ٤–١٨ از مقاله ویلسون[١] اقتباس و در آن هزینه‌های نسبی انواع سیستم حمل نشان داده شده است.

در مناطق مرطوب و ناهموار خطوط انتقال هیدرولیکی (پایپ) برای معادنی با تولید تا حدود ١،٠٠٠،٠٠٠ تن در سال امتیاز قابل توجهی دارد. در مناطق با تپه های کم ارتفاع استفاده از کامیون‌ها نسبت به احداث راه آهن نیاز به عملیات عمرانی کمتری دارد و لازم است که تولید و عمر زیاد معدن هزینه بالای احداث راه آهن را پوشش دهد. عمر طولانی معدن پتانسیلی برای افزایش درآمد به منظور

١ - Wilson

جبران هزینه‌ها است، بنابراین سیستم ترابری این معادن نیز باید خوب باشد. در نواحی مسطح با تولید و عمر زیاد مخصوصاً در فواصل طولانی سیستم حمل ریلی مناسب‌تر است. در چنین مواردی سیستم حمل جاده‌ای بدلیل امکانات اسکان رانندگان، تعمیر و نگهداری و برنامه‌ریزی برای حمل و غیره به طور سرسام آوری پر هزینه خواهد بود.

گاهاً به دلایل زیست محیطی اجازه احداث راه‌آهن داده نمی‌شود. یک گزینه یا جایگزین مناسب در این حالت سپردن کار بر اساس قرارداد پیمانکاری به رانندگان دارای کامیون است.

سیاست دولتی می‌تواند تاثیرات متفاوتی در هزینه نهایی سیستم حمل داشته باشد. بطور مثال در استرالیای غربی تمایل دولت به مشارکت در هزینه احداث خط راه‌آهن برای کمک به توسعه کمربند نیکل به قدری بود که معادن خصوصی تشویق به انتخاب گزینه حمل ریلی و کمک به توسعه نواحی داخلی شدند. گزینه قبلی برای هر معدن، انتخاب حمل و نقل کامیونی با مسافت زیاد تا سکوی بارگیری خط اصلی راه‌آهن بود که در بسیاری از موارد مسافت مزبور موجب چشم‌پوشی از باز کردن معدن به دلیل هزینه بالای حمل می‌گردید.

هنگامی که معادن خاصو منفردی مورد توجه قرار می‌گیرند، مطالعه نقشه محلی لازم است. اگر خط راه آهن اصلی در فاصله چند کیلومتری از معدن باشد، آنگاه تصمیم‌گیری آسان‌تر خواهد شد. به طور مثال معادن کوبار[1] تنها نیاز به یک راه ارتباطی کوتاه برای اتصال به سیستم اصلی ریلی داشته که در نهایت سیستم حمل ریلی انتخاب شد.

آب و هوا در انتخاب راه‌های حمل مؤثر است. در مناطقی با بارش فراوان باران و برف جاده‌ها غیرقابل عبور خواهند بود، در حالی‌که در این شرایط سیستم حمل ریلی ایمنی بیشتری دارد. جاده در این مناطق در تمام فصول کاری به آببندی و زهکشی نیاز خواهد داشت.

---

۱ - Cobar

شکل٤-١٨ امکان ویژه‌ای برای حمل در معادن زغال سنگ حرارتی را نشان می دهد. اگر منبع آب کافی و فضا وجود داشته باشد آنگاه احداث نیروگاه در نزدیکی معدن و تبدیل زغال سنگ به انرژی الکتریسیته و ارسال آن از خطوط انتقال نیرو به مصرف کننده ممکن است ارزان‌تر تمام شود.

٤-٢-٤- نیروی برق

معادن به نیروی الکتریسیته نیاز دارند. برخی‌ها ممکن است که خوش شانس باشند و بتوانند آن را از یک پیمانکار بزرگ مانند دولت تأمین نمایند. به شرط آنکه معدن بتواند بیشینه دیماند نیروی برق (kVA) را پایین نگاه داشته و فاکتور توان آن نیز بهینه تعیین شده باشد، آنگاه تعرفه کلی ارزان‌تر خواهد شد. به هر حال قابلیت اعتماد عرضه برق ضروری است، مخصوصا برای معادنی که با چاه باز شده اند بیشتر اهمیت داشته و داشتن یک ژنراتور یدکی آماده به کار برای تامین برق بادبزن‌ها و فن‌ها و بالابرها در مواقع قطع شبکه برق معدن ضروری است.

در معادنی که از شهر فاصله زیادی دارند باید ژنراتورهای اختصاصی خود را نصب و سوخت دیزلی خود را حمل و یا یک پیمانکار انتخاب نمایند. معمولا در کشورهایی مثل استرالیا به صرفه است که تا حد امکان از ژنراتورهایی که با هوا خنک می شوند استفاده شود.

٤-٢-٥- آب

یک مسأله مهم در استرالیا و هر جای کم آب دیگر هزینه تأمین آب است که می‌تواند مانع مهمی برای توسعه معدن باشد. معدن باید یک منبع ذخیره آب پیدا کند (مسئله زیست محیطی دیگر) و با احداث خط لوله‌ای که هزینه آن می‌تواند چندین میلیون دلار باشد، آب را انتقال دهد. من حیث المجموع کسب مجوز برای استفاده از منابع آبی بسیار آسان‌تر از کسب مجوز برای راه‌اندازی معدن است، اما دولت ممکن است از هر حوضه آبی برای خود سهمی بخواهد. کسب جواز برای استفاده از

منابع آب موجود خیلی سخت و شاید ناممکن باشد. معادن غربی، دریاچه‌های ویو[۱] و استار[۲] واقع در کالگورلای[۳] را برای بدست آوردن سهمیه نه مگا لیتری از خطوط انتقال آن خریداری کرد.

آب مورد نیاز برای یک معدن می تواند قابل ملاحضه باشد. دریل‌ها به ۱۰ تا ۳۰ لیتر آب در هر دقیقه نیاز دارند، در حالیکه کارخانه فرآوری به ۸۰۰ تا ۲۰۰۰ لیتر آب به ازاء هر تن کانسنگ نیاز دارد. برای مثال در معدن منت آیسا[٤]، ٥٤٦٠ میلیون لیتر آب در سال برای تولید ٦/٤ میلیون تن ماده معدنی مصرف می‌شود: تقریباً ۸۵۰ لیتر به ازاء هر تن.

در سایت‌های شهرسازی حدود ۵۰۰ تا ۲۰۰۰ لیتر آب در روز به ازاء هر سکنهٔ آن نیاز است. منابع تامین آب متفاوتند: برخی معادن شاید به سفره آب آشامیدنی دسترسی داشته و نیاز خود را از آن تامین می نمایند. سایر معادن از آب شور و غیر قابل شرب (نمکهای نامحلول آن بیش از *ppm* ۱۰۰۰است) برای اهداف معدنکاری و از آب آشامیدنی برای ملزومات خانگی استفاده می‌کنند. به عنوان یک اصل کلی بسیار بهتر و ایمن تر است که فقط آب آشامیدنی در تمام نقاط داخل معدن زیرزمینی لوله کشی شود، به طوری‌که کارگران در هر محلی بتوانند آب بنوشند. به یاد داشته باشید که از نظر قانونی یک منبع آب برای اطفاء حریق در زیر زمین ضروری بوده و در صورتی‌که این نیاز از لوله آب آشامیدنی و آب فرو نشانی غبار تأمین شود، کار راحت‌تر خواهد بود.

هرچند عموماً آب اضافی برای بیرون ریختن وجود ندارد و تأمین آب به هر شکلی گران و بسیار هزینه بر است، لیکن یادآوری این مطلب مهم است که قانوناً اجازه تخلیه آب آلوده وجود ندارد. آب زائد باید در یک حوضچه بدون وارد کردن ضرر برای سایر منابع آبهای سطحی در ناحیه معدنکاری و

۱ - View
۲ - Star
۳ - Kalgoorlie
٤ - Mt Isa

سد باطله انباشته شود. یک از مزایای جانبی حوضچه‌های سطحی در اختیار گذاشتن آب اضافی برای مصارف معدنی است.

٤-٢-٦- نیروی کار

راه اندازی معادن با درصد بالایی از کارگران مجرد به جابجایی زیاد کارگران و همچنین اعتصابات جدی صنعتی منجر خواهد شد. دستمزدها و هزینه‌های مرتبط با آن مانند آگهی استخدام موجب بالا رفتن هزینه شده و از طرفی پرداخت تشویق‌های سالیانه پس از تعطیلات برای نگه داشتن کارگران در معدن لازم است. در مناطق دور افتاده صرف هزینه بالا (٤٠،٠٠٠ تا ٧٠،٠٠٠ دلار به ازاء هر خانه) برای احداث شهرک معدنی به منظور جذب خانواده‌های کارگران متأهل می‌تواند سرمایه‌گذاری سودمندی به حساب آید. بویژه برای کادر مدیریتی این امر لازم است. مشخص شده در شرایطی که تعداد کارگران متأهل در کنار اعضاء خانواده، دو سوم تعداد کل پرسنل مجتمع باشد روابط صنعتی بهتر و پایدارتری وجود خواهد داشت. البته زن‌ها و بچه‌ها به فروشگاه‌های خوب و حداقل به مدارس ابتدایی نیاز خواهند داشت.

اگر معدن نزدیک یک مرکز جمعیتی باشد (کمتر از ٥٠ کیلومتر) توسعه آن در مقایسه با احداث یک شهرک جدید اقتصادی‌تر است. فاکتورهای متعددی در این خصوص باید مد نظر قرار گیرد، اگر خانه‌ها و فروشگاه‌ها در یک برنامه کوتاه مدت توسط معدن اداره شوند آن وقت ساکنین شهر معمولاً یارانه و کمک هزینه‌های بالایی دریافت کرده و مستأجرین بسیاری نسبت به دارایی‌های معدن کم دقت خواهند بود. کارگر صاحب‌خانه شخصی دلبستگی بیشتری به اجتماع داشته و به شغل‌های پایدار در مقایسه با سود کوتاه مدت علاقه‌مندی بیشتری دارد.

در شرایط آب و هوایی سخت، برای مثال در کانادای شمالی اکثر کارگران در صبح روز دوشنبه وارد کمپ شده و تمامی آنها روز جمعه برای تعطیلات آخر هفته خارج می‌شوند. در نتیجه بررسی های

صورت گرفته آمد و شد کارگران از کالگورلی[۱] به معدن پوسیدون[۲] با هواپیما در مقایسه با احداث خانه ها و تامین آب با هزینه زیاد به عنوان گزینه اقتصادی مطرح شد. فاکتور مؤثر در این تصمیم‌گیری ریسک از دست دادن کل نیرو در صورت سقوط هواپیما بود!

٤-٢-٧- وضعیت فیزیکی عوارض زمین (توپوگرافی)

پیشاپیش اشاره مختصری در مورد محدودیت‌های زیست محیطی مطرح شد، لیکن محدودیت‌های فیزیکی نیز وجود دارد. برای مثال در بوگانویل[۳] با توپوگرافی بسیار ناهموار، هیچ فضای مسطحی در معدن وجود نداشت. لذا تمامی ساختمانها پس از خاکبرداری و یا خاکریزی ساخته شدند. در نتیجه به علت هزینه‌های زیاد تنها ساختمان‌های ضروری در آنجا احداث و سایر ساختمانها در زمین مسطح کنار دریا و در فاصله دورتر ساخته شد. این مشکل در نواحی کوهستانی بسیار معمول است. ساختمان‌های مربوط به فرآوری و کارگاه‌های چندین معدن در رشته کوه‌های راکی[٤] و اسکاندیناوی[٥]، به دو دلیل در زیر زمین احداث شده‌اند: کمبود فضای مسطح در کوه و حفاظت از محیط زیست.

٤-٢-٨- دفع پسماند

این موضوع با توپوگرافی و محیط زیست در ارتباط است. عدم مزاحمت و ایمنی دو ضرورت کلی است. دفع مواد جامد نسبتاً آسان‌تر است. پسماندهای ریز دانه خطر بالقوه هستند و اگر درۀ مناسبی در دسترس نباشد، برای دفع آن ممکن است نیاز به احداث سد باطله باشد. احداث سد باطله در مناطق زلزله‌خیز نیاز به تدابیر بیشتری دارد. دولت گینه‌نو خواستار دفع باطله‌های معدن بوگانویل[٦] در دریا به عنوان ایمن‌ترین راه‌حل شد. دفع پسماند در رودخانه‌ها گل‌آلودی آن‌ها را خیلی افزایش می دهد در

۱ - Kalgoorli
۲ - Poseidon
۳ - Bougainville
٤ - Rocky Mountains
٥ - Scandinavia
٦ - Bougainville

صورتی که، دفع آن در داخل آب دریا مخاطره‌ای نخواهد داشت؛ اما دفع پسماند در پشت سد باطله که امکان شکست آن در اثر زلزله وجود دارد، خطرناک است. بررسی‌های اخیر نشان می‌دهد که زندگی ماهی‌ها بعد از این تصمیم در این رودخانه‌ها با مشکلی مواجه نبوده اند.

برخی محاسبات ساده برروی پسماندها برای روشن کردن اذهان مفید است. برای یک معدن با تولید ۱،۰۰۰،۰۰۰ تن ماده معدنی با عیار ۲/۵ درصد چه حجمی برای دفع باطله آن در طول ۱۰ سال نیاز خواهد بود؟ ممکن است بازگرداندن پسماندهای درشت دانه به زیرزمین قانوناً به معدن تحمیل شود. معدن ممکن است به ۳،۰۰۰،۰۰۰ متر مکعب فضا جهت ریختن باطله نیاز داشته باشد. برای تجسم این حجم دره‌ای به طول ۳ کیلومتر، عرض ۱۰۰ متر و عمق ۱۰ متر را فرض نمایید.

٤-۲-۹- فاصله تا بازار فروش

این موضوع یک مسئله پیچیده و بغرنج است. حمل سنگ آهن می‌تواند تا فاصله ١٦،۰۰۰ کیلومتری قابلیت رقابت داشته باشد، ولی در مقابل سنگ لاشه مورد استفاده در بستر جاده ها و سنگ آهک کارخانه های سیمان در فاصله ۵۰ کیلومتری غیر اقتصادی است.

همچنین فاکتورهای ترکیبی مسیرهای دریایی و خشکی نیز حائز اهمیت است. حمل دریایی ماده معدنی یا زغال به صورت فله ای هزینه کمتری دارد؛ مسافت‌های بیش از ۲۰۰۰ یا ٤۰۰۰ کیلومتر در دریا نسبتا ارزان است. درحالیکه فاصله ۱۰ کیلومتری حمل جاده‌ای و یا ۱۰۰ کیلومتری حمل ریلی یک معدن را می تواند ورشکست کند. حمل ۱۰،۰۰۰،۰۰۰ تن در سال با قیمت ۰/۵ سنت به ازای یک تن در هر کیلومتر می‌تواند سوددهی معدن را تحت فشار قرار دهد، برای مثال هزینه حمل ۱۰،۰۰۰،۰۰۰ تن با رقم گفته شده در فاصله ۲۰۰ کیلومتری برابر ۱۰،۰۰۰،۰۰۰ دلار می‌شود.

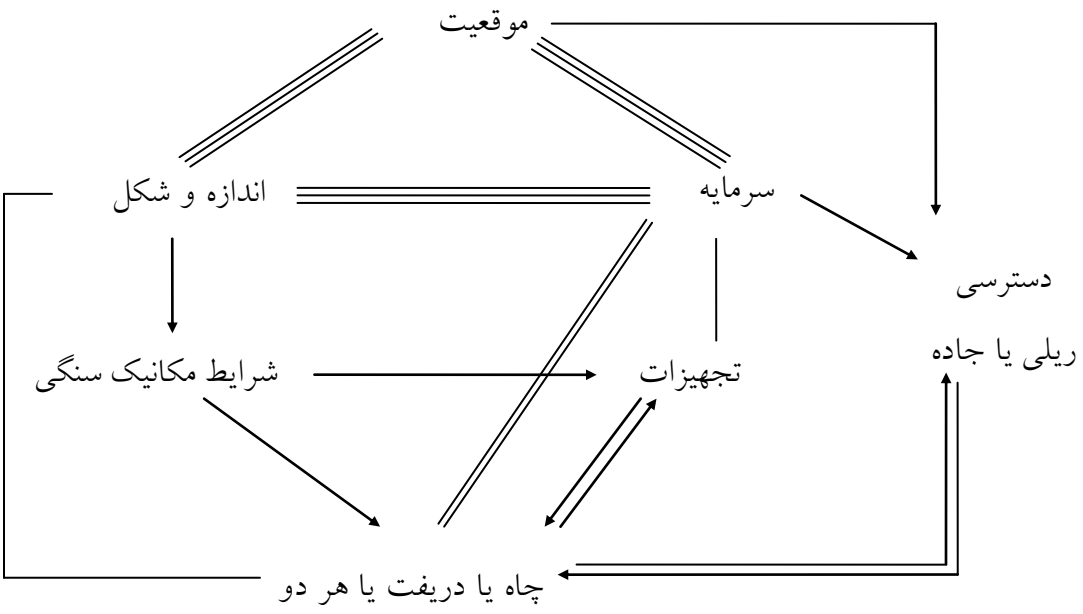
$۱۰،۰۰۰،۰۰۰ = ۰/۰۰۵ × ۲۰۰ × ۱۰،۰۰۰،۰۰۰

موردی که باید در شکل ٤-١٨ به آن اشاره شود این است که هزینه باربری دریایی مواد نسبت به حجم و میزان دسترسی به کشتی های تجاری در مرکز فروش تغییر کرده، و برای مواد فله ای تقریباً حدود ٠/١ سنت به ازای یک تن در هر کیلومتر است. که تقریبا یکصدم هزینه حمل جاده‌ای می باشد.

٤-٣- ملاحظات مربوط به بازکننده‌های اولیه

انتخاب بین چاه‌ها و دریفتها (تونلهای عمود بر لایه) یا رمپهای دسترسی برای باز کرن معدن به ندرت کاملاً روشن و صریح است. قابل ذکر است که دریفت معمولا در یک صفحه قائم است؛ رمپ دسترسی اکثراً حلزونی یا زیگ-زاگ است؛ یک تونل معمولاً تا حدی افقی است که بتوان از باربری ریلی استفاده نمود؛ یعنی کمتر از ١ متر در هر ١٥ متر ولی معمولا برای راحتی بیشتر حمل و نقل شیب آن ١ متر در هر ١٠٠ متر در نظر گرفته می‌شود. ممکن است که تونل‌ها به پیروی از خطوط همتراز کانسار دارای انحناء باشد.

شکل ٤-١٩ و ٤-٢٠ روابط بین فاکتورهای مؤثر را نشان می‌دهد. این روابط جامع نبوده و نباید کاملاً بر آنها تکیه نمود. اینها صرفاً برای راهنمایی هستند.



شکل ٤-١٩ تعامل فاکتورهای آماده سازی معدن

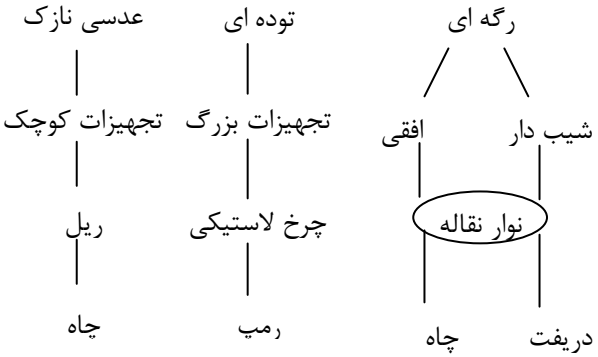
رمپ: سرمایه گذاری کم – هزینه عملیاتی بالا

لوکوموتیو و چاه: سرمایه گذاری بالا – هزینه عملیاتی کم

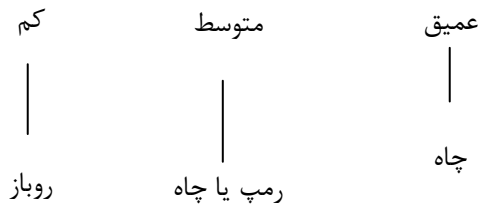
سطح زمین با شرایط سخت – انعطاف‌پذیر تر برای رمپ و جابجایی و

احداث راحت تأسیسات سطحی در ارتباط با کانسار

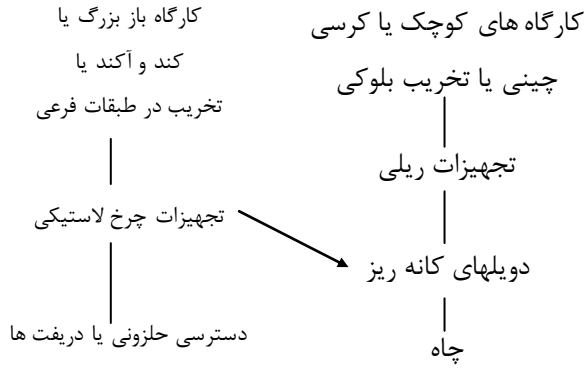
شکل کانسار



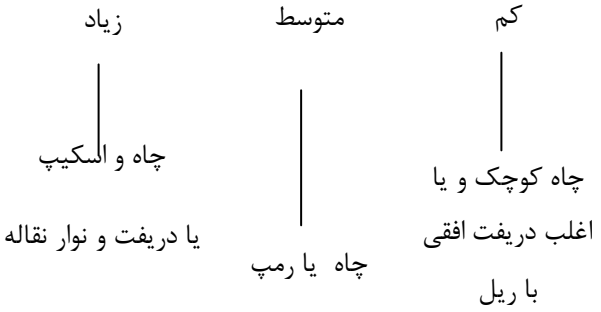
عمق کانسار یا لایه



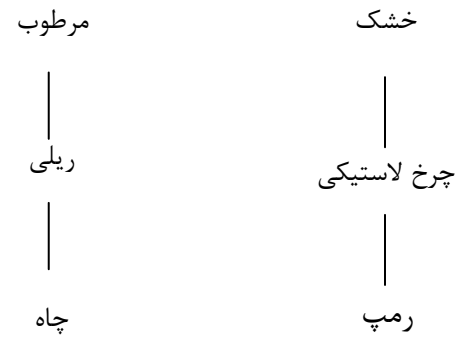
روش استخراج



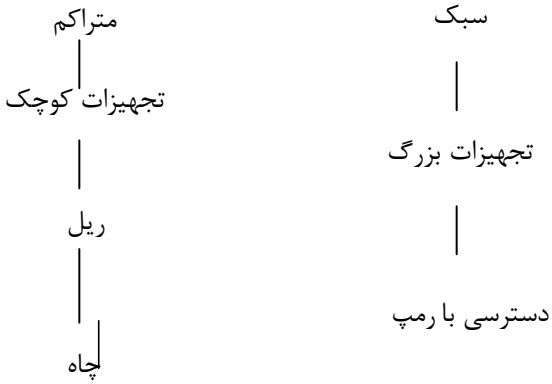
میزان تولید

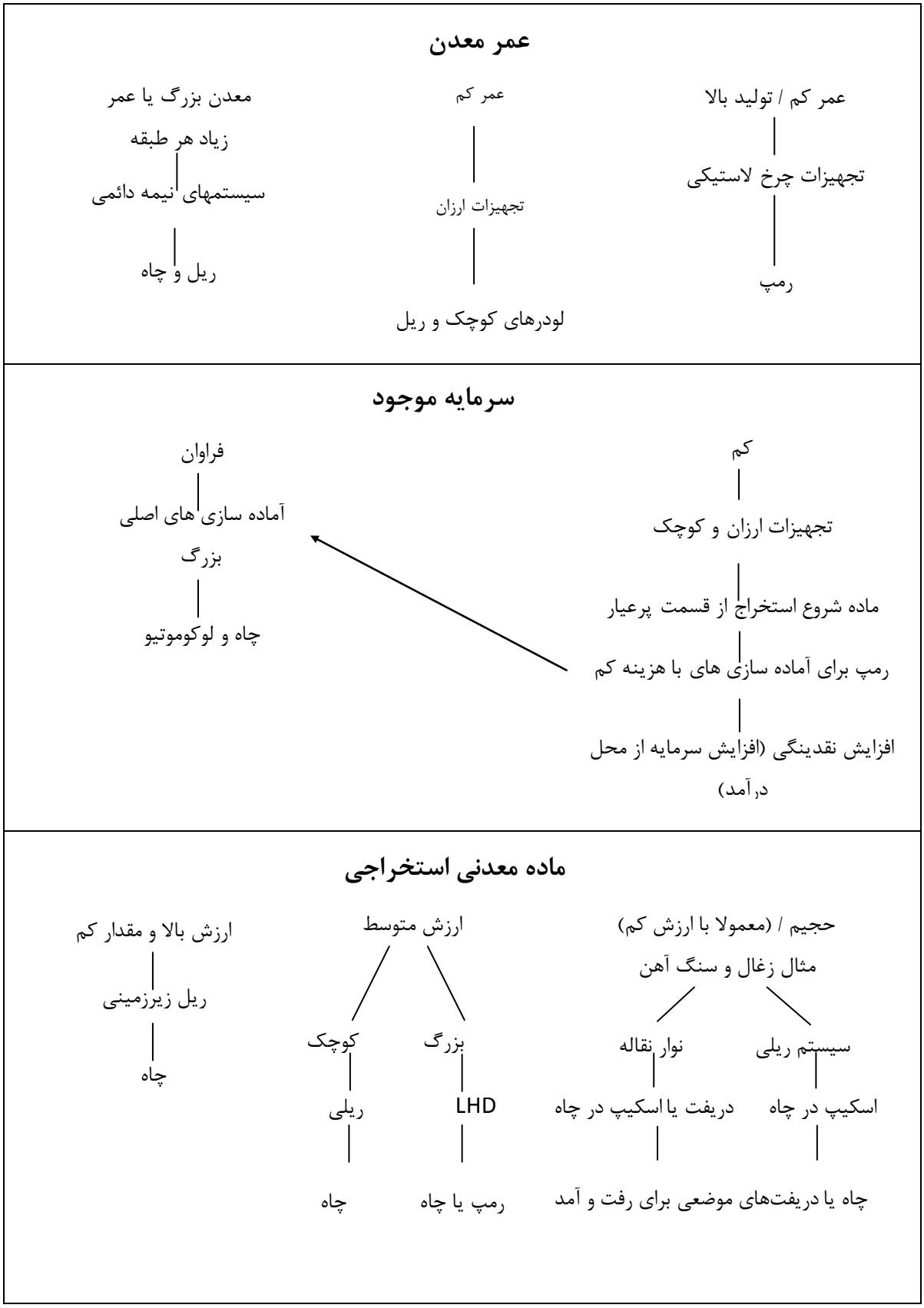


شرایط محیطی در زیرزمینی



نوع نگهداری دیواره ها و سقف





شکل ٤-٢٠- تاثیر فاکتورهای مختلف بر انتخاب تجهیزات معدن

٤-٣-١- زغال

انتخاب روش بازکننده در اغلب اوقات به صنعت وابسته است. در جایی که قسمتی از یک ذخیره لایه‌ای شکل مانند زغال چه افقی و چه شیبدار در عمق کمتر از ۳۰۰ متر از سطح زمین مشاهده شود به احتمال زیاد با دو تونل شیبدار باز می شود؛ یکی از آنها برای حمل ماده معدنی با نوار نقاله و دیگری برای جابجایی ریلی افراد و تجهیزات. از هر دو دریفت ممکن است برای تهویه استفاده شود و یا یک چاه کمکی رو به پایین یا بالا حفر شود تا از دریفت دوم برای آسانتر شدن عبور افراد و انتقال مواد استفاده بیشتری نمود. با گسترش معدن چاههای بیشتری با ابعاد کوچک حفر و برای کاهش زمان جابجایی افراد با بالابر تجهیز می گردد. در اینجا از کلمه "بالابر" تعمداً استفاده شده است. زیرا از لحاظ قانونی قفس داخل چاه باید یک مسئول موتور الکتریکی داشته باشد. ولی بالابرهایی که با قرقره اصطکاکی کار می‌کنند، قوانین عملیاتی متفاوتی دارند.

٤-٣-٢- کانسارهای فلزی

به طور سنتی معادن کوچک عبارت بود از یک حفره ای در دامنه تپه‌ای که در زمان برخاستن صدای شکستن تیرهای چوبی نگهداری جان بزرگ[1] در آنجا آماده بود! شوخی به یک طرف، اگر کسی سرمایه اولیه نداشته باشد، واگن‌های کوچک ریلی خریداری می‌کند و دریفتی که با الوارهای چوبی نگهداری می‌شود و یا چاه مایل که در جهت شیب ماده معدنی باشد و یا یک چاه قائم کوچک و دویل تهویه برای دسترسی به ماده معدنی در زیرزمین حفر می‌نماید.

طبق یک قانون سرانگشتی در جایی که رخنمون ماده معدنی وجود دارد، یا درجایی که قبلاً به صورت روباز استخراج شده است، بهتر است تولید را با ماشین‌آلات موجود دنبال کرد.

[1] Big John

٤-٣-٣- پیشرفت تکنولوژی

به مرور زمان روند دسترسی از روش دنبال کردن ماده معدنی در درون زمین تغییر یافت. تا قبل از توسعه ماشین‌های دیزلی قابل اطمینان و لاستیکهایی با عمر طولانی و علم هیدرولیک، روش حمل ریلی اولین انتخاب بود. سپس نوار نقاله در مورد مواد ترد غیر ساینده به عنوان جایگزین در نظر گرفته شد. متعاقباً در حدود سال های ۱۹۵۰ تا ۱۹٦۰ با ساخت ماشین‌های چرخ لاستیکی *LHD*[۱] تحولی در صنعت بوجود آمد.

- **چاه‌های مایل**

پیشرفت تکنولوژی در حفر چاه قائم و کاهش میزان دسترسی به نیروی کارآمد باعث شده تا حفر چاه مایل با شیب ٦۰ تا ۸۰ درجه در کمر پایین لایه منسوخ گردد. چراکه حفاری آن مشکل و سرعت نگهداری و باربری آن کند است. برای معدنی با تولید بالا یک نوارنقاله با شیب ۱ در ۲/۵ یا به عبارتی ۲۰ تا ۲۲ درجه بکار می‌رود. واگن های معدنی به کمک سیم بکسل در شیب کمتر از ۱ به ۲ با سرعت ۲۰ تا ۲۵ کیلومتر در ساعت می‌تواند به کار برده شود، اما راندمان آن غیر پیوسته است. برای اعماق ۳۰۰ متری که طول مایل آن ها بیش از ٦۰۰ متر است بیشینه زمان سیکل حمل در یک عملیات ریلی یک طرفه برای ۱۵ تن بار با سرعت حمل ۲۰ کیلومتر در ساعت در حدود ۵ دقیقه است که ۲ تا ۳ دقیقه نیز بارگیری و تخلیه طول می کشد. حتی حمل بیش از ۱۵ تن بار با خط ریلی دو طرفه در کمتر از حدود ٤ دقیقه نیز بعید است.

زمان سیکل بالابری در یک چاه قائم با عمق ۳۰۰ متر می‌تواند ٤۰ تا ٦۰ ثانیه باشد که در حدود ٤ برابر ظرفیت چاه مایل است. در یک عمق ۱۰۰۰ متر زمان سیکل بالابری در چاه قائم می‌تواند در حدود

۱ - load-haul-damp machine

۹۰ ثانیه باشد، در حالی که این سیکل در یک دریفت ۲۰۰۰ متری برای حمل بسیار پرهزینه خواهد بود، ۱۵ تن ماده معدنی ۱۰ تا ۱۵ دقیقه با فرسایش سیم بکسل خیلی گران‌تر تمام می‌شود.

- **دریفت‌ها و دسترسی های مایل**

حفر تونل افقی برای دسترسی به ماده معدنی در نواحی کوهستانی آنقدر بدیهی است که می توان از بحث درباره آن صرفنظر نمود. ولی اگر ماده معدنی در پایین‌تر از افق دسترسی گسترش یافته باشد آنگاه به حفر یک رمپ و احتمالا یک چاه نیاز خواهد بود.

در مورد کانسارهای کم عمق گزینه چاه مایل در اولویت است. تا شیب ۱ به ۲/۵ نوار نقاله تولید بالایی دارد؛ در یک باز کننده به ابعاد ۲ در ٤ متر و یا کمتر تسمه کابلی یا تسمه فولادی با عرض ۱ تا ۱/۵ متر می‌تواند تا ۲ میلیون تن در سال ظرفیت حمل داشته باشد.

حمل با لوکوموتیو تا شیب ۱ به ۱۵ بخاطر اصطکاک و چسبندگی ریل بخصوص در هنگام ترمز محدود می‌شود، برای حمل کارآمد، شیب مسیر باید تا حد امکان افقی باشد، بنابراین حمل با لوکوموتیو به افق‌های منتهی به چاه یا تونل‌های خاصی در نواحی کوهستانی (مانند مونت لیل[۱]) محدود شده است.

شیب اقتصادی برای حمل و نقل کامیونهای دیزلی ۱ به ۹ که می‌توان در مسیرهای کوتاه آن را تا ۱ به ۷ نیز افزایش داد. حمل با *LHD* در مسافتهای بیشتر از ۱۵۰ متر غیر اقتصادی می‌شود؛ در نوع دو صندوقه آن علیرغم بارگیری کندتر فاصله باربری تا ۲۵۰ متر می‌تواند افزایش یابد. تجهیزات بارگیر/ باربری خاصی برای فواصل طولانی توسعه داده شده است اما یک کامیون حمل استاندارد با پروفیل کوتاه کارایی بهتر داشته و بیشتر اقتصادی است.

۱ - Mount Lyell

کامیون دیزلی از یک دویل کانه ریز، یا با یک *LHD* قابل بارگیری است (که دومی زمانبرتر است). در لایه های ضخیم با شیب ملایم (برای مثال بخش‌هایی از رنیسن و کامبالدا[1]) کامیون برای بارگیری می-تواند به داخل کارگاه وارد شود.

- **کامیون‌ها در مقابل چاهها**

نمودار بعدی مقایسه بین دو سیستم حمل کامیون و دویل کانه ریز هم ظرفیت را نشان می‌دهد. می-توان دریافت که تمایل بارز به سمت حمل با کامیون است. با بررسی های دقیق تر فریبنده بودن اطلاعات ستون سمت چپ مشخص می‌شود: زیرا که سنگ‌شکن اولیه در آن حذف شده است. در مقایسه شرایط اقتصادی برای سنگ شکن‌های سطحی و زیرزمینی امکان ساخت و تجهیز آن‌ها را توسط نیروهای خودی و یا پیمانکار باید بررسی شود. برای مطالب کامل می‌توان به مقاله نورتکوت[2] و بارنز[3] مراجعه کرد. در ادامه ارائه خلاصه‌ای از برخی نکات مهم این مقاله مفید است:

الف) معیار مشخص و شفافی برای تشخیص اولویت بین چاه و حمل کامیونی شیب‌دار وجود ندارد: عدم قطعیت هزینه‌ها و روش‌های استخراج متنوع حاشیه گسترده‌ای را می‌دهد.

ب) در جایی که تغییر و یا تبدیل از یک روش به روش دیگر صورت می‌گیرد، معمولاً فرض می‌شود که رمپ به طرف پایین ادامه یابد تا دسترسی افراد، مواد و تجهیزات فراهم گردد. فراموش نشود که این رمپ همچنین برای تهویه نیز مورد استفاده قرار می‌گیرد.

ج) برای یک معدن ویژۀ مورد مطالعه، تولید سالانه ۶۰۰۰۰۰ تن فرض شده بود. ماده معدنی حداقل تا عمق ۶۰۰ متری ادامه داشته که در مدت عمر پانزده ساله معدن استخراج می گردد: ارتفاع بلوک‌های کارگاهی ۱۰۰ متر و روش استخراج کند و آکند فرض شده است.

1 - Renison andKambalda

۲ - Northcote

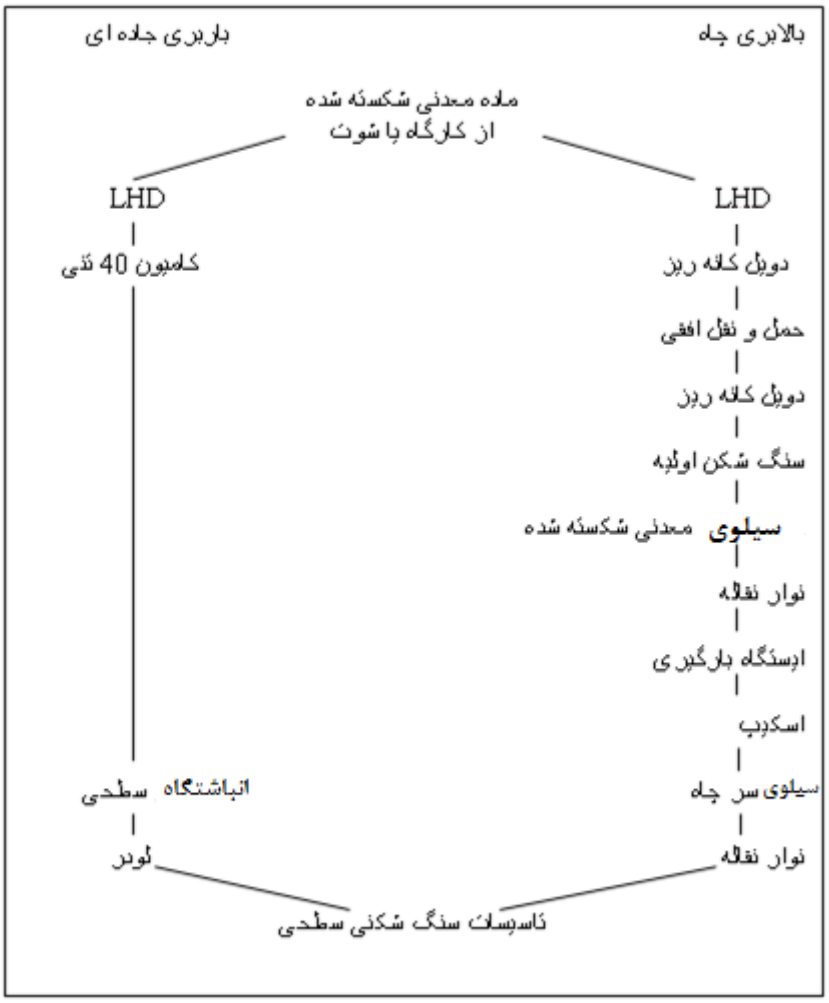
۳ - Barnes

د) تفکر فعلی در طراحی معدن. شیب جاده ۱ به ۹ است. سرویس ها معمولا در دویلهای بالارو جانمایی شده بود. رمپ به عنوان معبر تهویه اصلی بوده و هوا از دویل‌های تهویه خارج می‌شود. ابعاد چاه بالابری کوچک و برای تهویه اهمیت آن ناچیز است. این چاه از ابتدا برای حمل مواد جانمایی شده است (لیکن این مورد برای معادن عمیق صدق نمی‌کند، زیرا به دلیل هزینه‌های بالا کلیه چاه‌ها باید کاربری تهویه داشته باشند).

ه) ظرفیت *LHD* ها ۵ متر مکعب و ظرفیت کامیونها ٤٠ تن است.

و) مزیت‌های حمل کامیونی: ماده معدنی را می توان در محل های مجزا با هدف مخلوط کردن برای استفاده مجدد تخلیه نمود و باطله ها و مواد معدنی غیر اقتصادی آماده سازی را بدون ایجاد مشکل در دویل کانه ریز با کامیون به جای مناسبی حمل کرد. نظارت بر انباشتگاه و مخلوط کردن در سطح زمین راحت و بازدهی بالایی دارد. موقعیت فیزیکی سنگ‌شکن و آسیا به اندازه سیستم چاه و نوار نقاله بحرانی نیست، زیرا دیگر جابجایی مجددی وجود نخواهد داشت. این موضوع در مورد چندین ذخیره کوچک که ماده معدنی از آنها به آسیای مرکزی حمل می‌شود، می‌تواند مزیت خوبی باشد. اگر کامیون بتواند به طور مستقیم از کارگاه بارگیری کند، آنگاه در هزینه و مدت زمان احداث نقاط تخلیه زیر کارگاه که می‌تواند تا یک سال طول بکشد، صرفه جویی می‌شود.

ز) معایب سنگ‌شکن‌های زیرزمینی و چاه‌ها: سنگ‌شکن‌های زیرزمینی به خاطر ظرفیت کم سیلوی آن‌ها باید در روز سه شیفت کار کنند در حالیکه سنگ‌شکن‌های سطحی از انباشتگاه مواد معدنی توسط لودر و یا تونلی که کاربری آن اصلاح شده مستقیماً ماده معدنی را دریافت و هر روز یک شیفت با ظرفیت کامل کار خواهد نمود و ظرفیت بالایی برای افزایش تولید یا جبران توقف‌ها را دارد.



شکل ٤-٢١- سیستم‌های حمل ماده معدنی

ح) اگر احتمال تغییر سیستم باربری کامیونی معدن پس از مدتی به چاه قائم باشد، آنگاه بسیار مناسب‌تر خواهد بود که سنگ‌شکن در نزدیکی محل پیش‌بینی چاه قرار گیرد. در غیر این‌صورت انتقالماده معدنی به سنگ‌شکن قدیمی و چاه جدید دشوار شده و ممکن است جابجایی و نصب مجدد آن ضروری شود.

ط) معمولاً مدت زمان عملیاتی برای تجهیزات متحرک ۵۰۰۰ ساعت در سال فرض می‌شود؛ هر چند برخی طراحان برای ۸ ساعت کار در ۳ شیفت و ۲۵۰ روز در سال یا ٦۰۰۰ ساعت کاری برنامه ریزی می‌کنند. برای معادن زیرزمینی با احتساب زمان لازم برای جابجایی افراد و غذا خوردن، این زمان به ٤۵۰۰ ساعت در سال کاهش می‌یابد. اگر ماشین برای سرویس روزانه به سطح زمین آورده شود آنگاه

این مدت به کمتر از ۳۷۵۰ ساعت در سال کاهش می‌یابد. در هر حال برای انجام سرویسهای برنامه‌ریزی شده، یک معدن نیاز به ۱/۵ برابر توان تولید برنامه ریزی شده سالیانه برای یک وسیله حمل دارد. ظرفیت ۵ متر مکعبی *LHD* می‌تواند برای تولید سالانه ۶۰۰،۰۰۰ تنی با نرخ تولید ۵۵۰ تن در شیفت ۵/۵ ساعته با متوسط فاصله حمل ۹۰ متر به دویل کا نه ریز که در فاصله ۳۰۰ متری در کمر پایین ماده معدنی قرار دارد می توانند برنامه ریزی شود.

ی) زمان حمل در مسیرهای راهرو معدن: زمان مانور توقف و بارگیری ٤ دقیقه و زمان مانور و تخلیه ۲ دقیقه است. از دفترچه راهنمای وسیله که توسط کارخانه سازنده تهیه شده است، مطالعه می گردد تا سرعت های جابجایی وسیله تعیین می‌گردد. معمولاً سرعت در سربالایی ۱/۹ متر بر ثانیه و در سرپایینی ۳/٦ متر بر ثانیه می باشد لذا مدت زمان یک سیکل کاری کامیون بر حسب دقیقه برای مسافت D از رابطه زیر به دست می‌آید:

$$4+2+\frac{D}{60}\left(\frac{1}{1.9}+\frac{1}{3.6}\right)=6+0.0134D \qquad ١-٤$$

(توجه: سرعت کامیون در مسیر افقی در حالت پر ۳/٦ متر بر ثانیه و در حالت خالی ٤/۵ متر بر ثانیه است). برای ظرفیت تولید ۸۰۰ تن در شیفت و بار مفید ٤۰ تن، ۲۰ سیکل رفت و برگشت در شیفت توسط کامیون باید انجام گیرد. برای ٦ ساعت کاری در یک شیفت با در نظر گرفتن هیچ گونه تأخیری، تعداد کامیون مورد نیاز از رابطه زیر بدست می‌آید:

$$N=\frac{(6+0.0134D)\times 20}{6\times 60}\Rightarrow N=\frac{6+0.0134D}{18}$$

حداکثر فاصله حمل D برای N کامیون بر حسب متر برابر $D=75(18N-6)$ است.

اگر شیب اسمی ۱ به ۹ باشد (در عمل برای مسیرهای بدون انحناء تقریبا ۱ به ۱۰ در نظر گرفته می-شود.) بیشینه ارتفاع باربری بر حسب متر از فرمول $V=7.5(18N-6)$ بدست می‌آید.

مشاهدات عملی نشان می‌دهد که دستیابی به ۷۵ درصد از راندمان تئوری امکان‌پذیر است.

بنابراین فواصل افقی و قائم عملی از روابط زیر بدست می‌آید:

فاصله افقی متر $D' = 56(18N - 6)$

فاصله قائم ٤-٢ متر $N' = 5.6(18N - 6)$

چک) اصولاً هزینه عملیاتی تجهیزات سیار بالا است. عمر آنها تقریبا ۵ تا ۷ سال است و متوسط دسترسی به آنها ۵۰ تا٦۰ درصد است، یعنی به جای یکی، دو دستگاه یا به جای دو تا، سه دستگاه خریداری شده و برای هر یک ساعت عملیاتی، زمان تعمیر و سرویس می‌تواند ۰/۵ تا ٤ ساعت باشد، که برای راحتی گفته می‌شود یک ساعت برای هر ساعت (یک به یک). عمر تجهیزات زیرزمینی ۵ سال و سطحی ۷/۵ سال است.

در جداول ٤-١،٤-٢ و ٤-٣ خلاصه ای از هزینه‌های تولیدی ٦۰۰،۰۰۰ تن در سال نشان داده شده است. در مقاله نورتکوت و بارنز برای حل این مساله جریان نقدینگی و آنالیز حساسیت مورد بررسی قرار گرفته است. در واقع آنالیز حساسیت نشان می‌دهد که عمق بحرانی برای تغییر روش از سیستم کامیونی به بالابرهای درون چاهی تنها یک محاسبه خام است که خیلی نسبت به تغییرات فاکتورهای هزینه حساس نیست.

اگر یک بلوک ماده معدنی با ارتفاع ۳۰۰ متر موجود باشد و استخراج از عمق ۱۸۰ متری آغاز شود، هزینه‌های هر دو روش حمل چرخ لاستیکی و بالابری چاه تا عمق ۳۵۰ متر یکسان خواهد بود. و در اعماق بیشتر از آن سیستم بالابری چاه ترجیح داده می‌شود.

در این مقاله نشان داده شده است که گسترش یا توزیع قائم ماده معدنی بحرانی‌ترین معیار در انتخاب روش است. از آنجا که تا عمق ۱۸۰ متر هزینه‌های حمل جاده ای کمتر و از عمق ۱۸۰ تا ۳۵۰ متری هزینه ها معادل است لذا از این سیستم چرخ لاستیکی استفاده می‌شود و بکارگیری چاه قائم در صورتی

اولویت پیدا می‌کند یافت که در اعماق بیشتر از ۳۵۰ متر ماده معدنی قابل توجهی وجود داشته باشد. از طرف دیگر ممکن است دلایل فنی وجود داشته باشد که نتوان از سیستم حمل چرخ لاستیکی استفاده نمود.

جدول ٤-١ هزینه‌های لودر (سال ۱۹۷۳)

شرایط	حمل و نقل چرخ لاستیکی		بالابری چاه
عملیات لودر	از انباشتگاه سطحی به سنگ شکن	بارگیری زیرزمینی کامیونها	انتقال از کارگاه به شوت
شرایط عملیات			
تعداد ساعت کاری در شیفت	٦ در روز	٥	٦/٥
تعداد ساعت کاری در سال	١٥٠٠	٣٧٥٠	٤٨٧٥
تعداد واحدهای مورد نیاز	١	١/٥	١/٥
ساعت کاری مورد نیاز سالانه	١٥٠٠	٥٦٢٥	٧٣١٣
نیروی کار			
اپراتورها	١	٤/٥	٤/٥
تعمیر و نگهداری	٠/٧	٢/٥	٣/٢٥
کل	١/٧	٧	٧/٧٥
هزینه سرمایه ای			
تجهیزات	$٦٥ ٠٠٠	٠٠٠	$٢٧٠ ٠٠٠
تاسیسات زیربنایی پرسنل	$٢٥ ٥٠٠	٠٠٠	$١١٦ ٢٥٠
هزینه عملیاتی			
هزینه ساعتی (شامل نیروی تعمیرات)	$١٠	$١٨	$١٨
هزینه تجهیزات	$١٥ ٠٠٠	٢٥٠	$١٣١ ٦٣٤
اپراتورها	$١٠ ٠٠٠	$٤٥ ٠٠٠	$٤٥ ٠٠٠
تاسیسات زیربنایی پرسنل	$١ ٢٥٠	$٥ ٢٥٠	$٥ ٨١٣
هزینه کل	$٢٦ ٢٥٠	٥٠٠ $١٥١	$١٨٢ ٤٤٧

جدول ٤-٢ هزینه‌های کامیون (١٩٧٣)

	حمل چرخ لاستیکی در گالری ها و راهروها	بالابری چاه
شرایط عملیات		
تعداد ساعت کاری در شیفت	٦/٥	٥/٣
تعداد ساعت کاری در سال	٤٨٧٥	٤٠٠٠
تعداد واحدهای مورد نیاز	N	١
ساعت کاری مورد نیاز سالانه	٤٨٧٥ N	٤٠٠٠
نیروی کار		
اپراتورها	٣ N	٣
تعمیر و نگهداری	٢/٢ N	١/٨
کل	٥/٢ N	٤/٨
هزینه سرمایه ای		
تجهیزات	٢٤٠٠٠٠ N	$٢٤٠ ٠٠٠
تاسیسات زیربنایی پرسنل	٧٨٠٠٠ N	$٧٢ ٠٠٠
هزینه عملیاتی		
هزینه ساعتی (شامل نیروی تعمیرات)	$١٥	$١٥
هزینه تجهیزات	$ ٧٣١٢٥ N	$٦٠ ٠٠٠
اپراتورها	$ ٣٠٠٠ N	$٣٠ ٠٠٠
تأسیسات زیربنایی پرسنل	$ ٣٩٠٠N	$٣ ٦٠٠
کل	$N١٠٧٠٢٥$	$٩٣٦٠٠

جدول ٤-٣- برآورد هزینه چاه و تجهیزات مربوط به آن (١٩٧٣)

دویلهای کانه‌ریز و شوتها	هزینه (١٠٠٠ دلار)	جمع (١٠٠٠)
٥ دویل × ٣٠٠متر ×٢٤٠ دلار بر متر	٣٦٠	
٥ شوت × ٨٠٠٠ دلار	٤٠	٤٠٠
افق باربری		
١٥٠٠ متر ×٣٠٠ دلار در متر	٤٥٠	
دویل انتقال به سنگ شکن	١٠	٤٦٠
ایستگاه سنگ شکن زیرزمینی		
حفاری	٨٥	
سنگ شکن و تغذیه کننده	٢٢٠	
سایر تجهیزات	٨٦	
هزینه کارگری نصب و راه‌اندازی	٦٥	٤٥٠
تغذیه کننده و نوار نقاله ایستگاه بارگیری		
سیلو	١١	
گالری نصب نوار نقاله	١٥	
شوت تغذیه کننده با اجرت نصب	١٠	
نوار نقاله و موتورها	١١	٥١
تجهیز چاه		
کارهای عمرانی سطحی	١٠٠	
حفر و لاینینگ بتونی به قطر ٣ متر × طول ٦٥٠ متر چاه	٤٨٧	
تاسیسات سر چاه (ساختمان‌ها) و دکل	١٠٠	
بالابر (یک طبلکه ٣٧٣ kW)	٣٢٠	
تجهیزات چاه	١٠٠	
سیم بکسل ها، سیستم حمل (اسکیپ و قفس)	٦٠	
حفر ایستگاه بارگیری و دسترسی به ته چاه	٦٥	١٢٣٢
نوار نقاله سطحی و سیلو		١٠٠
کل		٢٦٩٣

٤-٤- طراحی رمپ

طراحی رمپ برای ذخایر بزرگ به صورت سرانگشتی انجام می‌شود. شیب‌ها در گذشته به دلیل کامیونهایی که از این شیبها بالا می آمدند ۱ به ۷ در نظر گرفته می شد. با گذشت زمان تجربه نشان داد که هزینه تعمیر و نگهداری و فرسایش لاستیک‌ها در این شیب بالا، همچنین ترمز کردن در سراشیبی بخصوص برای ماشینهای *LHD* مشکل بود. سرعت باید پایین نگه داشته می‌شد تا فشار ترمز کم‌تری نیاز باشد و یا با نیم کلاج دور موتور زیاد نگهداشته می شد یا اینکه از دنده سنگین استفاده می‌شد تا فشار مؤثر برای ترمز فراهم شود. بررسی نشان داد که پیچ‌های پیوسته و تند بخاطر نبود فضای دید کافی و همچنین دسترسی ضعیف به طبقات و میانبرها، از ایمنی کمتری برخوردارند. سرعت به دلیل پیچ‌های پیوسته پایین بود.

اصول معمول امروزی برای جلوگیری از فرسایش بیش از حد ماشین و افزایش ایمنی عبارتند از:

۱. جانمایی رمپ باید به جای مارپیچ زیگ زاگی باشد و تا جایی که ماده معدنی اجازه می‌دهد مسیر مستقیم و طولانی انتخاب شود.

۲. انحناء پیچ‌ها بایستی ملایم باشند، شعاع داخلی آنها معمولا ۱۵ متر و یا دو برابر شعاع چرخش وسیله حمل است، هر کدام از این اعداد بزرگتر باشد در طراحی لحاظ می گردد.

۳. مسیرهای مستقیم باید شیب یکنواختی داشته باشند (۱ به ۹)، این شیب باعث فرسایش کمتر ترمز و لاستیک‌ها می‌شود.

٤. تمام انحناءها برای ایمنی بیشتر باید در منطقه مسطح و تخت قرار گیرند.

۵. برای طراحی آسان‌تر شیب متوسط ۱ به ۱۰ در نظر گرفته می‌شود.

٦. اتصال نقاط دسترسی به طبقات یا میان برها باید به شکل T یا Δ داشته باشند. اینکار امکان دید دقیق‌تر طرفین را برای راننده فراهم و از لحاظ ژئومکانیکی طرح پایدارتری خواهد بود.

۷. از چراغ‌های هشدار دهنده ساده که از کابین راننده به کمک کابل و دستگیره کنترل می‌شود، برای راهنمایی راننده‌ها استفاده شود تا در زمان پر بودن بلوک بین مسیرهای حرکت راننده ها به هم اطلاع دهند. کلیدهای دوپل دو طرفه[۱] که در زمان ورود قرمز و در زمان خروج سبز می شوند راننده را آگاه می‌کند که بلوک پر و یا خالی است. راننده‌ای که چراغ قرمز را می بیند، باید در حمل تقاطع به عنوان ایستگاه منتظر بماند (سیستم مشابه در باربری ریلی قابل استفاده است).

۸. درهای تهویه باید بوسیله انتقال نیروی کابل کششی عمل نماید (یعنی پس از عبور وسیله توسط کابل کششی پشت آن به طور خودکار بسته شود). راننده‌ها تا زمانی که ماشین‌های خود را در مکان مسطح و عریض، کارگاه یا پارکینگ پارک نکنند نباید آن را ترک نمایند.

۹. تقریباً ۳۰ متر پایین‌تر از کمر پایین ماده معدنی محل خوبی برای احداث رمپ است. شرایط مزبور پایداری زمین را تامین می کند (که ممکن است برای اغلب سنگ‌ها حاشیه ایمنی ۱۵ متری را تامین می-کند) بدون حفر میان‌برهای زیاد و طولانی.

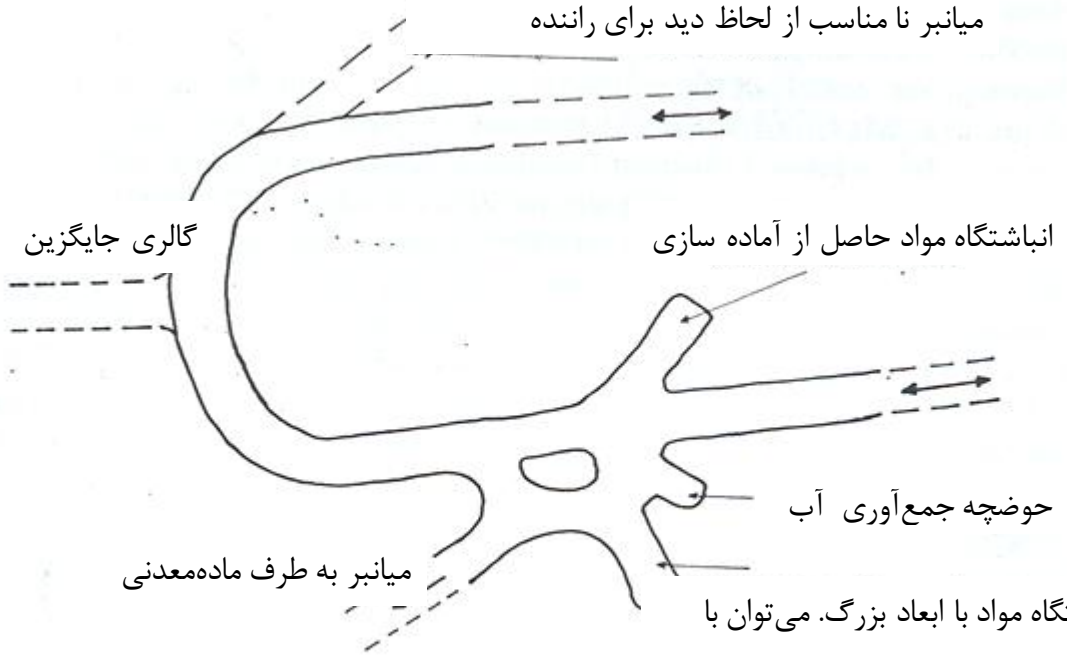
هر چند این قوانین سر انگشتی راهنمای خوبی برای یک شروع هستند اما طراحی صحیح رمپ به ملاحظات دقیقتری، در ارتباط با اطلاعات بهره وری تجهیزات حمل کننده مورد استفاده و ابعاد فیزیکی آن نیاز دارد.

نمونه‌هایی از مشکلات گذشته در اجرای رمپها در مجموعه مقالات کنفرانس موسسه معدن و متالورژی استرالیا، ملبورن *Aus.I.M.M*[۲] استرالیای غربی در سال ۱۹۷۳ صفحات ۳۳۱ تا ۳۵٤ آورده شده است. نکات آورده شده در این مقالات از معادن کامبالدا[۳]، مونت ویندارا[۱]، مونت چارلوت[۲] و اسپارگویل[۳] است، در معادنی مثل اسپارگویل جایی که ماده معدنی با ابعاد محدود موجود بود شیب رمپ تا حد ۱ به

۱ -Flip flop two way system

۲ - Australasian Institute of Mining and Metallurgy, Melbourne

۳ - Kambalda



انباشتگاه مواد با ابعاد بزرگ. می‌توان با کامیون مخصوصی به بیرون حمل و از انفجار ثانویه جلوگیری نمود

٤-٢٢- جانمایی انحناء رمپ

۵ می‌توان افزایش داد، در این معدن از*LHD* های مدل *Wagner ST5A* با تعادل گشتاور حول مبداء و کامیون‌های تلسکوپی از نوع *Wagner MMY*، ۲۲ تنی استفاده شده است. در این معدن عمر پیش‌بینی شده فقط ۹ ماه بود و بازرسین معادن استرالیای غربی برای دادن مجوز باید متقاعد می شدند. در معدن مونت چارلوت از کامیونهای دست دوم و غیربزرگراهی (سطحی) ۲۰ تنی *Euclid* در شیب ۱ به ۷ بدون هیچ مشکلی استفاده شده است اما در این مورد کنترل دقیق شیب رمپ در حین اجرا و حفاری لازم است. رمپ خشک و از هر گونه خرده ریزه تمیز نگهداری می‌شد.

معادن کامبالدا و مونت ویندارا هر دو بزرگ و با عمر طولانی‌تری بوده و شیب رمپ در آنها ۱ به ۹ در نظر گرفته شده بود. در حقیقت مطالعات نشان داد که در شیب‌های بیشتر از ۱ به ۹ لازم است از کامیون‌های چهار چرخ استفاده شود. کامبالدا کار خود را با کامیون‌های *WABCO* مدل *D* که احتیاج به

۱ - Mt Windarra
۲ - Mt Charlotte
۳ - Spargoville

زنجیر برای مقابله با شیب ۱ به ۹ داشت، شروع کرد. کامیون‌ها به رمپی که ارتفاع آن ٤ متر و عرض آن ۵ متر باشد نیاز داشتند. پس از دو سال به منظور مانور بهتر از کامیون‌های مدل *kiruna k500* استفاده و عرض رمپ به ۵/۵ متر افزایش یافت. ارتفاع رمپ نیز بصورت موضعی در نقاط بارگیری برای تخلیه کامل جام افزایش یافت. قسمت انتهایی انباشتگاه ماده معدنی برای دو هدف احداث شد. اولی حفر یک دویل کانه‌ریز برای تخلیه مستقیم به کامیون بوده تا موجب کاهش زمان دور زدن آن شود. انباشتگاه همچنین محلی برای دامپ بلوکهای بزرگ ماده معدنی که احتمال گرفتگی شوت توسط آنها وجود دارد، است. هم چنین در مواردی که دویل کانه‌ریز خارج از سرویس است محل مزبور برای ایجاد ظرفیت اضطراری برای *LHD*ها استفاده می‌شود.

معدن مونت ویندارا (پوسایدون[1]) دارای چندین ذخیره پراکنده می‌باشد که در زیر یک زون اکسیده و ضعیف به ضخامت ٤۰ متری قرار گرفته است. ارتفاع گالری‌ها ٤ متر و عرض آنها ۵/۵ متر، با شیب ۱۱ درصد (یا ۱ به ۹) است. ورودی به طبقات بالاتر از طریق دریفت انجام شده است. با انتخاب رمپ به جای چاه قائم که نیازمند تیم حفاری مخصوص است، فاکتورهای موثر اولیه در این تصمیم گیری کاهش طول گالری‌ها و استفاده از تجهیزات و نیروی کار تولیدی برای احداث این حفاری‌ها است. ژئومتری ماده معدنی نیازمند یک چاه مرکزی برای ٦ توده معدنی پراکنده با فاصله طبقات ٦۰ متری و حفاری ۲۰۰۰ متر گالری در هر یک از ۵ طبقه دارد، به طوری که کل آماده‌سازی اصلی به بیش از ۱۰،۰۰۰ متر به علاوه ایستگاه چاه و اسکیپ می‌رسد. برای آماده‌سازی بلوک‌ها در روش استخراج کندن و آکند رمپ ها با دو گالری اصلی تا عمق ٤۰ متری از زون اکسیده گذشته و در ادامه یکی به طرف شمال و دیگری به سمت جنوب منشعب و دوشاخه می‌شود که فقط به ۵،۵۰۰ متر حفاری نیاز دارد.

1 - Poseidon- خدای دریا در یونان قدیم

٤-٤-١- ابعاد رمپ

بطور کلی رمپ دارای پیچهایی با شعاع انحناء داخلی ۱۵ متر و ابعاد آن در مقطع به عرض ۵ تا ۵/۵ متر و ارتفاع ٤ متر است.

ارتفاع واقعی رمپ باید برای عبور لوله‌های خدماتی و سرویس در بالای محافظ کابین کامیون یا اطاق، هر کدام که بزرگتر بود کافی باشد. در نتیجه ابتدا باید مشخص شود که چه نوع تجهیزاتی در داخل رمپ مورد استفاده قرار می‌گیرد. برای کانال تهویه یک فاصله ۱/۲ متر باید در نظر گرفته شود. شاید ابعاد کانال هوای مزبور بزرگ به نظر برسد. ولی با توجه به مقررات دولتی و بسته به شرایط مختلف از ۰/۰۳٤ تا ۰/۰٤٤ متر مکعب در ثانیه برای هر کیلووات قدرت موتور ماشین هوا مورد نیاز است (یا تقریباً ۰/۰۹۵ متر مکعب در ثانیه به ازای هر کیلووات توان در سطح زمین برای جبران نشتهای احتمالی هوای معدن). در عمل یک *LHD* با حجم ۳/۸ متر مکعب دارای قدرت موتور ۱۵۰ کیلووات است که با توجه به مطالب قبلی در کارگاه یا فضای زیرزمینی به ٦ متر مکعب بر ثانیه هوا نیاز خواهد شد. قدرت موتور کامیون ۳۰ تنی تقریباً ۳۰۰ کیلووات است (کامیونهای بزرگ به ازای هر تن ظرفیت خود به ۷/۵ کیلووات و کامیون‌های کوچکتر به ۱۰ کیلووات توان به ازاء هر تن نیاز دارند).

در نتیجه آماده‌سازی یک رمپ که در آن یک *LHD* و دو کامیون کار می‌کند، به مجموع توان ۷۵۰ کیلووات در آن نیاز است. در این صورت یک بازرس دقیق تامین ۲۵ تا ۳۵ متر مکعب بر ثانیه هوا را چک می‌کند. برای انتقال هوا در طول یک کانال ۳۰۰ متری بدون نشت، در کانال ۱/۵ متری یک فشار ۱۰ سانتی‌متری آب نیاز است! عملاً کانالهای ۹۰۰ میلیمتر استاندارد هستند لیکن زمانی که از سقف آویزان می شود به طور متوسط باید فاصله ۱/۲ متری از سقف داشته باشد. در برخی جاها لازم می‌شود از زیر شوتهای تخلیه عبور نمود. لذا کاهش ارتفاع در زیر آن برای سهولت بارگیری و عبور و مرور باید

در نظر گرفته شده و برای بارگیری مواد اضافه ریخته شده در اطراف کامیون توسط *LHD*، ارتفاع مزبور کافی باشد.

اگر چه طراحی رمپ بر اساس کامیون‌های اولیه انجام می‌گیرد ولی بایستی در مورد برنامه‌ریزی‌های آتی نیز تلاش نمود. در معدن قلع کلیولند[۱] واقع در لواینای[۲] تاسمانی پس از اینکه با *LHD*های *MTT* و کامیون‌های کوچک *Euclid* کار شروع شد، سیستم حمل را به کامیون‌های غیر بزرگراهی *Terex* ارتقاء دادند، لذا مجبور شدند تا ابعاد رمپ را در سقف تا ۱/۲ متر افزایش دهند. اگر آماده‌سازی در ماده معدنی کم عیار باشد آنگاه حفر ۰/۵ متر بیشتر از ارتفاع اولیه شاید مقداری از هزینه‌ها را جبران نماید.

بستر جاده. عملاً سطوح رمپ به شدت متغیر است. برخی از معادن که دارای سنگ‌های مقاوم و ساینده هستند برای تسطیح کف پس از آتشباری از یک لایه پرکننده نرم‌تر استفاده می‌کنند و همچنین با یک گریدر مواد ریخته به اطراف منتقل می‌شود و گاهاً از یک *LHD* برای جمع‌آوری و حمل این مواد استفاده می‌گردد.

در سایر معادنی که کنترل شیب کف و آتشباری به خوبی صورت نگیرد یا رمپ خیلی مرطوب باشد، ترجیح داده می‌شود تا سنگ خرد شده را از بیرون به داخل معدن وارد کرده (مانند دولریت) تا پی زهکشی شده مناسبی ایجاد شود. مشکل ناشی از بستر رمپ با مواد پر شده این است که چرخش لاستیک و یا زنجیرهای روی آن می تواند باعث کنده شدن سنگهای پی جاده و ایجاد شیار به صورت نامناسبی شود. احتمالاً ارزانترین روش، شروع کار با بستر طبیعی و استفاده از پر کردن در مواقع لزوم است.

۱ - Cleveland
۲ - Luina

٤-٤-٢- محدودیت‌های رمپ‌ها

تهویه: اگر بادبزن‌ها و دویل‌های برگشت هوا از قطر مناسبی برخوردار باشد، رمپ می‌تواند جریان هوای مناسبی را از مقطع خود بدون نیاز به سرعت های بالا عبور می‌دهد: سرعت ۳ تا ۵ متر بر ثانیه حجم هوای معادل ٦٠ تا ١٠٠ متر مکعب بر ثانیه را عبور می‌دهد، که برای دو یا سه کارگاه یا به طور متوسط تولید سالیانه ٥٠٠،٠٠٠ تن کافی است. اگر تهویه یکی از کارگاه‌ها به پایان برسد این امکان وجود دارد که ظرفیت هوای رمپ نیز به همان اندازه کم شود.

فاصله حمل: کمی جلوتر به این موضوع اشاره شد که در طول ۲۰۰۰ تا ۳۵۰۰ متر از رمپ، زمان حمل و نقل و تعداد کامیون افزایش می‌یابد. وقتی تعداد کامیون مورد استفاده از ٤ یا ٥ بیشتر شود مشکل ترافیک مشاهده می شود. با صف‌بندی به ناچار کامیون‌ها باید برای شروع کار منتظر یکدیگر شده و سیستم ترافیکی باید اجرا شود. اگر یکی در حال بارگیری در یک کارگاه باشد آنگاه در حالت ایده آل *LHD* باید بتواند به طور پیوسته مشغول بارگیری باشد. اگر سیکل رفت و برگشت کامیون ۱۱ یا ۱۲ دقیقه باشد آنگاه حضور یک کامیون خالی در کارگاه لازم بوده و دیگری در رمپ منتظر بماند (چندین زمان سیکل رندومی را امتحان کنید). اگر کسی بخواهد در یک معدن بطور همزمان در دو کارگاه تولید داشته باشد، باید ۲ کامیون به تعداد تئوریک مورد نیاز اضافه شود و یا در غیر این صورت باید از سیستم دویل کانه ریز استفاده شود.

محدودیت‌های تولید: تراکم ترافیک در یک رمپ یک بانده ممکن است که (با یک قانون سرانگشتی) باعث محدودیت‌هایی در تولید معدن تا حدود ٧٥٠،٠٠٠ تن در عمق ۲۵۰ متری و یا ٥٠٠،٠٠٠ تن در عمق ۳۵۰ متری شود. برای افزایش تولید می‌توان دو گزینه را انتخاب کرد:

الف- رمپ با عرض دو برابر

ب- دو رمپ

در مورد (الف) به دلیل حفظ ایمنی (و برداشت عمومی) با مخالفت بازرسین معدن روبرو می‌شود. حضور دو کامیون ۵۰ تنی یا بیشتر که به صورت شاخ به شاخ نزدیک می‌شوند، در یک تونل ریسک مطلوبی نیست. همچنین نگهداری فضایی با عرض ۱۰ تا ۱۱ متر نیز مشکل و پر هزینه است. بخصوص وقتی در مجاورت سطح زمین و منطقه هوازده قرار داشته باشد. همچنین مشکلاتی درجهت تهویه هوای آلوده به وجود خواهد آمد.

برای گزینه (ب) هزینه خیلی زیاد می‌شود. در مقایسه اقتصادی برای کانساری که در عمق ۱۰۰ متری از سطح زمین مسطح قرار گرفته باشد ممکن است حفر چاه قائم در مقایسه با احداث رمپی با شیب ۱ به ۹ مناسب‌تر گردد. اگر توپوگرافی زمین تپه‌ای بوده و رمپ نسبتاً افقی باشد استفاده از دو رمپ می‌تواند اقتصادی باشد.

٤-٥- تأثیر سیستم‌های حمل مدرن

در اینجا به طور جامع در مورد فناوری سیستم‌های حمل مدرن بحث نمی‌شود، اما ذکر بعضی نکات در مورد تغییرات فناوری در چند سال اخیر مفید خواهد بود:

۱. موتورهای دیزلی قابلیت اطمینان بالایی پیدا کرده‌اند. سیستم‌های انتقال هیدرولیکی، به ویژه هیدرواستاتیک و کوپلینگ‌های هیدروسینتیک کنترل به شدت بهبود یافته است. در نتیجه انعطاف‌پذیری تجهیزات غیر ریلی با موتور دیزلی باعث شده تا برای تولید بیشتر مورد استفاده قرار گیرند.

۲. در جایی که برای مواد معدنی کلوخه‌ای ساینده احتیاج به حمل انبوه نیاز باشد، بهتر است از سیستم ریلی استفاده شود، لوکوموتیوهای دیزلی هم اکنون بزرگتر و بهتر شده‌اند، ولی هزینه‌های سرمایه‌ای آنها نسبت به لوکوموتیوهای باطری‌دار کوچک بیشتر است. از آنجایی‌که نیروی کار نیز گران است، لذا در

کانسارهای توده‌ای تعداد کمی از طبقه‌ها به صورت کاملاً مکانیزه آماده سازی شده و در آن خط آهن متناسب با استانداردهای اصلی و تخصصی نصب می‌گردد.

۳. سیستم‌های دویل کانه‌ریز باید به منظور سرویس دهی توسعه یابد. با توجه به پیشرفت‌های صورت گرفته در ساخت تجهیزات حفر رو به بالا، امکان حفر دویل‌های انتقال ماده معدنی و باطله تا بین چند طبقه با سرعت بالایی فراهم شده است. به همین علت تمایل برای انتقال سنگ‌شکن اولیه به زیرزمین افزایش یافته است.

٤. نوار نقاله‌ها نیز برای حمل و نقل مواد با دانه‌بندی یک‌دست و غیر ساینده با چگالی کم در فاصله طولانی توسعه یافته‌اند. پیشرفت‌های حاصل به سه بخش تقسیم شده است:

الف) مکانیکی: بواسطه کوپلینگ‌های هیدرولیکی، نوار نقاله‌ها قادر شدند در زیر بار با کمترین لغزش شروع به کار نمایند. در طی ۲۵ سال اخیر توان انتقالی از ۳۰ یا استثناً ۷۵ کیلووات در نوارنقاله‌های قدیم به موتورهای چند گانه حدود ٤۰۰ × ۳ کیلووات یا ٤۰۰ × ٤ کیلووات افزایش یافته است. بخشی از این افزایش انتقال نیرو مرهون پیشرفت در سیستم محرکه، ترمز و جعبه دنده‌ها است.

ب) مواد تشکیل‌دهنده تسمه: در تسمه‌های قدیمی برزنتی با پوشش لاستیکی در اثر چرخش و اصطکاک احتمال آتش‌سوزی وجود داشت، ضمناً احتمال فساد باکتریایی نیز در آنها بود. و در صورتی که تمایل به افزایش مقاومت بود، باید ضخامت آنها را خیلی زیاد می‌کردند که این امر موجب ایجاد مشکلاتی در قرار دادن آنها در اطراف غلتک می‌شد. امروزه تسمه ها از نایلون یا تریلون با پوشش *PVC* (ساختمان تار و پود) ساخته می‌شوند که فرسایش کمتری دارند، قدرت بیشتری انتقال می‌دهند و در محیط معدنی از مقاومت بالایی برخوردارند و در مجموع ایمنی بالایی دارند. اگر از نوار با ساختمان *PVC* استفاده شود، توان انتقال در نوار تکی در حدود ۱۵۰ تا ۲۰۰ کیلووات محدود می‌شود که برای

مسافت های طولانی به چند تسمه که به صورت سری نصب شده‌اند نیاز است. طول باربری برای یک نوار منفرد با توجه به شیب می‌تواند از ۵۰۰ تا ۱۰۰۰ متر تغییر کند.

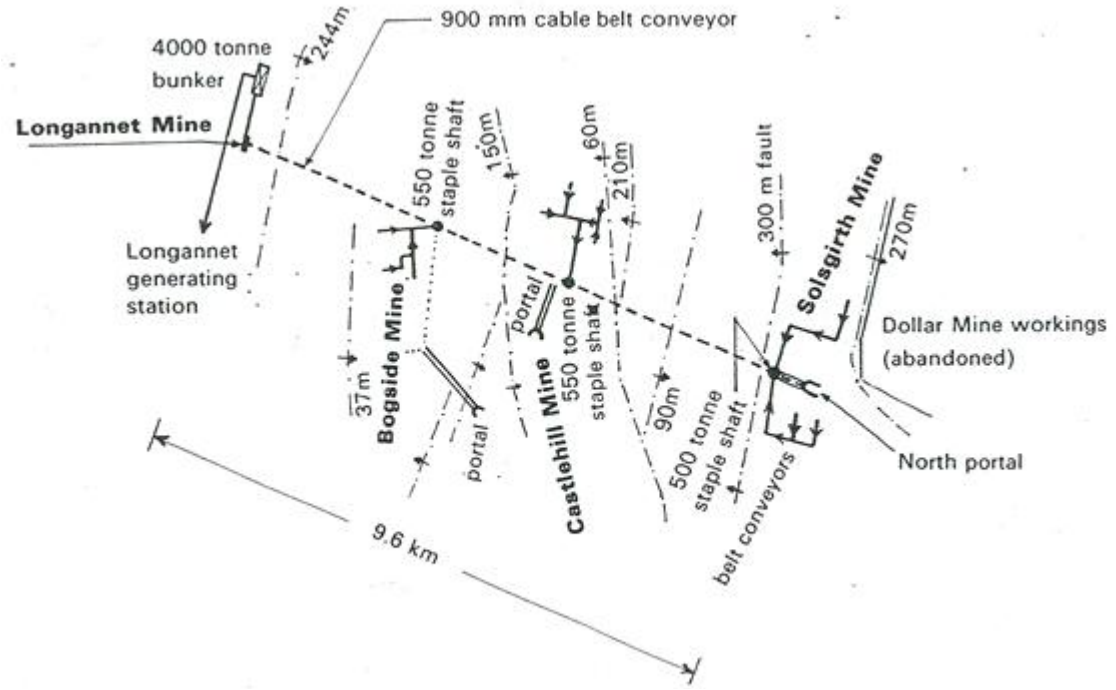
ج) تقویت با کابل‌های سیمی: به دو صورت ساخته می‌شود. تسمه کابلی از دو سیم بکسل موازی بی‌انتها برای تحمل سنگینی تسمه نقاله استفاده می‌کند. وظیفه کابل‌های سیمی انتقال قدرت است و تسمه تنها بار ثقلی را حمل می‌کند. تسمه‌های با بافت داخلی فولادی از چندین رشته انعطاف‌پذیر کوچک (٤٠ یا ۵۰ در ۸ یا ۱۰ میلی‌متر قطر) بطور موازی تشکیل یافته‌اند که به شکل جفتی در داخل بافت تسمه استاندارد پخش شده است. به وسیله این تسمه‌های تقویت شده فولادی می‌توان ۱۰۰۰ تا ۲۰۰۰ کیلووات توان را انتقال داد. طول نوارهای کابلی موجود ۸ تا ١٤ کیلومتر و نوارهای فولادی ۲ تا ۳ کیلومتر است و در شیب‌های ۱ به ۳ بطور مؤثر کار می‌کنند.

لذا با ترکیب تمامی سیستم‌های جدید موجود حمل زیرزمینی و حتی تا حدی جابجایی مواد در سطح، با مسائل جدی روبرو نخواهد شد. سیستم‌های قدیمی کارگربر به خاطر هزینه بالای دستمزدها باید کنار گذاشته شوند. آنها باید با سیستم‌های حمل مکانیزه گران‌تر و با تعداد و نقاط کمتر انتقال جایگزین شوند. اگر تعداد سیستم‌ها کم باشد، آنگاه امکان استفاده از آنها به شکل شریان مرکزی با شاخه‌های هرچه کمتر ممکن می‌شود. مفهوم قدیمی سیستم‌های انتقال شعاعی با فواصل کم طبقات بایستی تغییر کند.

شکل ٤-۲۳جانمایی طرحی را نشان می‌دهد که در آن نوار نقاله کابلی به مجموعه‌ای از سه معدن زغال سنگ لانگانت[1] واقع در اسکاتلند سرویس می‌دهد. که موجب حذف حفر چندین چاه کوچک برای مجموع تولید ۲/۲ میلیون تن در سال شده است. تمامی حمل و جابجایی مواد تا زمانی که به محل بونکر سطحی که نیروگاه برق در آنجا است برسد، در داخل زمین انجام می‌گیرد، یعنی هیچ مشکل

1 - Longannet

زیست‌محیطی در سطح وجود ندارد. زغال هر یک از بونکرهای زیر زمینی در یک انباشتگاه "تمیز" سطحی به کمک تجهیزات سنجش خودکار خاکستر و کنترل کامپیوتری مخلوط می‌گردد تا زغال ورودی نیروگاه با خاکستر کمتر از ۲۰ درصد تأمین شود.



شکل ٤–۲۳–مجموعه معادن زغال سنگ Longannent

٤–١ – عواملی که نیازمند چاه هستند

۱. تولید زیاد

۲. افزایش عمق کانسار

۳. افزایش نیازهای تهویه، مانند معادن گازدار یا گرم (این چاه‌ها می‌تواندعلاوه بر رمپ‌ها باشند)

٤. شرایط بد ژئومکانیکی

سه فاکتور اول در قسمت رمپ به طور کلی مورد بحث واقع شد.

- **مشکلات فیزیکی و مکانیک سنگی**

سنگ‌های مقاوم و آبدار: مسأله اصلی در این مورد زهکشی در حین حفر چاه یا پیشروی است. نگهداری زمین مشکلی نداشته و دسترسی می‌تواند به دو صورت مایل و یا قائم باشد.

مشکل آب می‌تواند با تزریق شیمیایی، سیمان یا انجماد حل شود. این روشها برای شیب‌های افقی تا قائم قابل کاربرد هستند. هزینه اجرا با متراژ حفاری رابطه مستقیم دارد لذا تا آنجائیکه ممکن باشد باید سریع‌تر از منطقه تحت تأثیر عبور کرد.

راه‌های مقابله به دو بخش تقسیم می‌شود. تزریق شیمیایی و تزریق سیمان که هر دو فرآیندهای سریعی هستند که در داخل چاه یا رمپ و تا فاصله ۱۵ تا ۲۵ متر جلوتر از سینه‌کار قابل اجرا هستند، بنابراین زمان اجرای روش خیلی زیاد نبوده و برنامه‌ریزی برای شرایط پیش‌بینی نشده آسان است. برای انجماد، یک دوره چند ماهه برای ایجاد دیواره یخی لازم است، و مقابله با آب ناشی از ذوب دیواره یخی باید در طراحی نگهداری مد نظر قرار بگیرد. برای جبران هزینه لاینینگ مخصوص و زمان زیاد این روش باید درآمد پروژه بالا باشد. این امر معمولاً به معنی یک چاه برای یک معدن با تولید سالانه بیش از چندین میلیون تن با عمر بیش از ۲۰ سال است. در کارهای عمرانی اجرای روش انجماد باید در جاده-های اصلی یا تونلهای ریلی باشد تا بتواند توجیه اقتصادی داشته باشد.

سنگ‌های ضعیف آبدار: تعریف تغییر وضعیت سنگ از مقاوم به ضعیف با توجه به پارامترهای مقاومت فیزیکی چندان واضح نیست. یک تعریف مناسب برای سنگ ضعیف این است که در تماس با آب به سرعت تخریب و متلاشی می‌شود. در بعضی جاها تزریق شیمیایی یا سیمان برای مقابله با آب می‌تواند موجب تقویت و بهسازی سنگ و در نتیجه افزایش پایداری زمین شود.

در عمل سنگ "ضعیف" به زمینی اطلاق می‌شود که طبیعت سنگ مخصوصاً در شرایط شکسته که زوال و فساد مواد رسی در آنجا رخ داده باشد بطور مکرر در سقف یا دیواره‌ها باعث ریزش شود و نیاز به نگهداری سنگین داشته و باعث از دست دادن زمان تولید شده و حفر تونل‌های مورب و رمپ در داخل آن‌ها بسیار پرهزینه می‌شود. قرار گرفتن مقدار زیادی از سقف در معرض بارهای ثقلی موجب بوجود آمدن مشکلات همیشگی می‌شود. در این شرایط حفر چاه آسان‌تر و پایدارتر است. در هر دو ۲ متر افزایش عمق با اجرای مش بندی و یا راک‌بولت نگهداری موقت انجام می‌گیرد. بار ثقلی خیلی زیاد نیست. در یک چاه قائم معدنی که بصورت چند مرحله‌ای چوب‌بست کاری می شود می‌توان پوشش بتنی نهایی را در حین انجام حفاری اجرا کرد لذا زمان مورد نیاز برای عبور از مناطق مشکل دار در مقایسه با تونل مورب بسیار کمتر است.

آبرفت‌های سطحی سست:شامل ماسه‌های روان، شنهای سست، رسهای نرم و یا تورب‌زارها هستند. در چنین مواردی یک چاه قائم که تعادل بارگذاری هیدرواستاتیک را بر روی لاینینگ تامین می نماید، مطمئن‌ترین و مقاوم‌ترین انتخاب است. تمامی روش‌های بکار رفته برای دسترسی به این کانسارها، با استفاده از ورودی‌های قائم آسان‌تر است زیرا نگهداری آن‌ها با استفاده از شیلدهای موقت انجام می‌گیرد.

۱- شمع کوبی: شمع‌های صفحه ای برای اتصال قفل شدن با یکدیگر کوبیده می شوند و تشکیل یک اتاقک و یا صندوقه گودبرداری را می‌دهند تا زمین داخل آن حفاری شود. بسته به میزان سهولت فروروی شمع‌ها می‌توان عملیات را در ۲ یا ۳ مرحله با طول ۱۵ تا ۲۰ متر در هر مرحله انجام داد. اگر امکان شمع کوبی وجود نداشته باشد به احتمال زیاد زمین در آن قسمت رانش نخواهد داشت. در بعضی از موارد همانند آبرفت‌های یخچالی ممکن است که سنگ‌های غیر قابل پیش بینی (بولدر) مانع نفوذ شمع شود.

۲- دراپ چاه‌ها: در ذخایر مرطوب و کم عمق از پوشش فولادی، یا پوشش ترکیبی سیمانی و فولادیبا کفشک برشی می‌توان با ایجاد یک حلقه در سطح زمین و بارگذاری آن در داخل زمین‌های نرم و سست نفوذ کرد، در صورت لزوم به طور همزمان می‌توان از جت آب استفاده کرده و مواد داخل چاه را کند. اغلب مواد گلی به حالت اسلاری در داخل دراپ برای جلوگیری از هجوم به درونچاه به حالت تعلیق باقی می‌ماند. بولدرهابا ایجاد مانع برای پیشروی کفشک برشی، مسأله ساز هستند. زمانی که چاه به سنگ بستر می‌رسد،عملیات مختلفی برای آببندی محل تقاطع می توان انجام داد. در صورت امکان چاه باید زیربری شده و به داخل سنگ بستر پیشروی کند.

بعضی از انواع تزریق برای آب‌بندی موقت درمحلاتصال دراپ چاه با حفاری دستی ممکن است ضروری باشد، هم چنین هوایفشرده می‌تواند یک گزینه باشد.

۱- حفر چاه با هوای فشرده: این روش می‌تواند به تنهایی و یا در دسترسی انتهای دراپ مورد استفاده قرار گیرد. یک اتاقک هوا باید در بالای مقطع چاه ساخته شده و در نزدیکی دهانه چاه قائم با بولت تثبیت شود به طوری که تحت فشار از روی زمین بلند نشود. یک فشار هوای مناسب در حفاری چاه تعیین می‌شود. فشار مناسب حد مابین کاهش زمان کاری با افزایش فشار و فشاری که از ورود آب و گل به داخل چاه در حین حفاری جلوگیری می نماید است. هوای فشرده مازاد به سرعت به خارج چاه فرستاده می‌شود تا از ناپایداری چاه و ترکیدن لوله‌ها جلوگیری شود. فشار خیلی کم هوا موجب آب گرفتگی می‌شود. در این خصوص تجربه یک متخصص بیشتر از دانش تئوری ضروری می‌باشد.

در نیو ساوت ولز[1] (به عنوان مرجع مناسب) جزئیات کار با هوای فشرده در قوانین دولتی این ایالت برای شرایط چوب‌بست کاری و بالابری در سالهای ۱۹۱۲ تا ۱۹۶۰ وجود دارد که خیلی از کارهای حفاری عمرانی را کنترل می‌کند. جدول زیر ساعات کار ایمنی را ارائه می‌دهد:

فشار هوا (پوند بر اینچ مربع)	فشار هوا بر حسب کیلو پاسکال	تعداد ساعت کاری در ۲٤ ساعت
۰ – ۱۵	۰ – ۱۰۳	۸
۱۵ – ۲۵	۱۰۳ – ۱۷۲	٦
۲۵ – ٤۰	۱۷۳ –۲۷٦	٤
٤۰ – ۵۰	۲۷٦ – ۳٤۵	۳
۵۰ – ۵۵	۳٤۵ – ۳۷۹	۲
۵۵ – ٦۰	۳۷۹ – ٤۱٤	۱/۵

(مدت زمان کاهش فشار ۲ ساعت به اضافه ۱ ساعت برای مشاهده از فشار ۵۵ تا ٦۰ پوند بر اینچ مربع است)

ذخایر سست زیرزمینی:ماسه‌های آبدار، شیلها و مارنهای سست از جمله تشکیلاتی هستند که ممکن است در زیر زمین با آنها مواجه شد که در صورت عدم کنترل می‌توانند به داخل چاه نفوذ کنند. تزریق شیمیایی و سیمان می توانند مؤثر واقع شوند. در لایه‌های ضخیم آبدار که از قبل مشخص شده است (مانند کانسارهای پتاس کانادا) روش انجماد برای احداث چاه مناسب خواهد بود. دراپ چاه‌ها نیز در کارهای زیرزمینی می‌تواند انجام شود کاربرد پوشش‌هایی که با فشار جک نفوذ می‌کنند آسان‌تر خواهد بود.

اگر فشار (زمین) بالا نباشد مشکل جدی پیش نخواهد آمد. مشکل اصلی وقتی خواهد بود که فشارهای بالا مواد را به درون ته چاه رانده و دسترسی را مشکل می نماید. تکنیک‌های موجود پیچیده بوده و به یک شرکت حفاری چاه ماهر و با تجربه نیاز است.

[1] - New South Wales

- **جایابی بازکننده‌ها نسبت به کانسار**

تمام راه‌های دسترسی معادن دارای دو انتها (بالا و پایین) هستند. باید توجه کرد که شرایط هر دو انتها مد نظر گرفته شود. برای چاه مایل و یا رمپ در معدن فلزی مشکل خاصی وجود ندارد زیرا فاصله انحراف بالا و پایین به راحتی قابل کنترل و اجراست. برای یک دریفت در معادن زغال مسئله به این راحتی نیست مگر در حالتی که از رخنمون شروع شده باشد. بزرگترین مشکلات در این خصوص مربوط به چاه است.

- **جایابی سطحی**

خلاصه‌ای از ملزومات عبارت است از:

۱- برای ایجاد تأسیسات معدن بایستی به اندازه کافی زمین مسطح و مناسب و یا ناهمواری که با پرکردن به آسانی هموار گردد وجود داشته باشد. مقدار واقعی این اراضی بعد از طراحی معدن محاسبه می‌شود ولی بدون در نظر گرفتن خانه‌ها در حدود ۱۰ تا ۱۰۰ هکتار است. در طرح باید جایی برای محل انباشتگاه‌ها و خطوط راه‌آهن و ایستگاه‌ها لحاظ شود. طرح نهایی می‌تواند چهار گوش، نواری یا مستطیل باشد.

۲- تا حد ممکن به راه‌آهن، جاده و خطوط نیرو نزدیک باشد.

۳- مکان‌های مناسب، مطمئن و نزدیک برای دفع باطله‌های معدن و کارخانه وجود داشته باشد.

۴- منابع تأمین آب کافی وجود داشته باشد یا سایتی برای احداث سد در نظر گرفته شود.

۵- ترجیحاً حوضچه‌های طبیعی برای ذخیره آب مورد نیاز پروسه فرآوری و تصفیه فاضلاب در سایت وجود داشته باشد.

۶- تأمین نیروی کار ترجیحاً دارای مسکن. در یک معدن زغال در اراضی به ابعاد ۸ در ۸ کیلومتر آزادی عمل قابل توجهی برای جانمایی تأسیسات سطحی در کنار یک آبادی موجود وجود دارد.

۷- پیش بینی لازم جهت امکان توسعه آتی برای احداث کارخانه های تصفیه ثانویه (ذوب و پالایش و یا ککسازی) که نیازمند راه‌های حمل و نقل است.

- **انتخاب‌های مثبت:**

۱- تأسیساتی که نیاز به جای‌گذاری لنگه‌های حفاظتی دارند بهتر است در مناطق دارای شرایط بد زمین شناسی جایابی شود. (مانند گسل‌ها، لایه های نازک زغال، دایک‌ها و غیره).

۲- با در نظر گرفتن تناقضات حمل و نقل زیرزمینی و پرهیز از آن لنگه ها در کم‌عمق‌ترین قسمت لایه های معدنی قرار داده شود زیرا در این حالت لنگه‌ها کوچکترین ابعاد را داشته و چاه قائم و رمپ کوتاه‌ترین طول را خواهد داشت.

۳- تأسیسات سطحی خارج از محدوده رخنمون یا بر روی کمر پایین ماده معدنی و خارج از محدوده نشست جایابی گردد.

٤- از احداث هر گونه تاسیسات سطحی در نزدیکی معدن خودداری گردد، اگر مواد معدنی بوسیله نوار نقاله یا کامیون به تاسیسات مرکزی به خارج از محدوده معدن حمل گردد، هزینه‌های کل مجتمع می تواند کمتر شود. نوار نقاله نباید تحت تاثیر نشست قرارگیرد.

چاه باید نقاط تقویتی و جک‌گذاری در زیر دکل‌ها داشته و ساختمان‌ها باید انعطاف پذیرتر باشند. بین ٤٠ تا ١٠٠ درصد زغال یا کانه در زیر ساختمان‌های سطحی مانند رختکن قابل استخراج خواهد بود.

مواردی که باید از آنها اجتناب نمود:

۱- عملیات حفر چاه در مناطقی که فاقد زمین‌شناسی مطلوب باشد مشکل است.

۲- مناطق کم ارتفاع که مستعد هجوم سیلاب‌های فصلی هستند.

- **جایابی زیرزمینی**

ملزومات عمومی: باید توجه کرد که لزومی برای قرار گرفتن بالا و پایین راه دسترسی در یک راستا وجود ندارد. اگرچه تکنولوژی جدید بطور قابل توجهی مشکلات مربوط به لزوم بالابری چند مرحله‌ای را برطرف کرده و سیستم چاه مایل و چاههای قائم مرکب منسوخ شده است، لیکن دلایل فنی خوبی برای پذیرفتن آنها با بازدهی کم اقتصادی می‌تواند وجود داشته باشد.

دریفت‌ها و رمپ‌های حلزونی یا زیگ‌زاگی قابلیت خوبی برای انطباق کارهای سطحی و زیرزمینی را دارند. یک دریفت با شیب ۱ به ۳ با در نظر گرفتن پیچ‌ها و محل‌های بونکر در فاصله ۱۰۰۰ متر افقی، ۳۰۰ متر جابجایی قائم برای حمل دارد. دو رمپ با شیب ۱ به ۹ می‌تواند دسترسی در تمامی منطقه معدنی را برای معدنکاری و تهویه تأمین می‌نماید.

مفهوم مرکز ثقل: در بسیاری از موارد پیشنهاد شده که چاه قائم در مرکز ثقل ماده معدنی یا محدوده بهره برداری احداث شود. اما قبل از پذیرش این پیشنهاد بایستی موضوع به‌طور دقیق مورد مطالعه و بررسی قرار بگیرد. مسأله اصلی در جایابی، کمینه کردن هزینه حمل و نقل سنگ و ماده معدنی است. بطور ریاضی چنین بیان می‌شود:

$$\frac{dH}{dX} = 0 \qquad ۳-٤$$

که در آن H هزینه‌های حمل و نقل و X دسته‌ای از فاکتورها است که شامل فاصله حمل، روش حمل، شیب، تأثیرات زیست محیطی و تعداد نقاط تخلیه و بارگیری و غیره می‌شود.

استفاده از فرمول‌های قدیمی که در آنها تلاش بر این بوده که تعداد میانبرها یا طبقات در سمت چپ و راست چاه قائم توسط فرآیندهای تکراری با یکدیگر متعادل می‌شد، مستلزم ساده‌سازی‌های زیاد است. شکل ریاضی آن به‌صورت زیر بود:

$$\sum Q_L d_L = \sum Q_R d_R \qquad ٤-٤$$

که در آن Q و d به ترتیب مقدار و فاصله در دو طرف چپ و راست چاه است. برای ایجاد تعادل دقیق باید افق های معدنی دارای شیب (هر دو افقی یا دارای شیب یکسان به طرف بالا یا پایین) و تعداد میان‌برها و درهای تهویه مساوی و غیره یکسان، سیستم حمل کاملاً مشابه داشته باشند. این تئوری برای ذخایر متقارن زغالی و روزگاری که معدنکاری دستی و حمل ریلی بوده توسعه داده شده است. اگر به فرمول قبلی برگردیم، H شامل پارامترهای زیر است:

$$H = \{Q, d, T, R, L, C, G, etc\}$$

که در آن:

Q = مقدار ماده معدنی در هر پانل آماده سازی شده است

d = فاصله حمل

T = روش حمل

R = نرخ تولید، زیرا هزینه نسبت به تعداد شیفت در روز متفاوت است

L = هزینه کارگر، که با زمان تغییر می‌کند

C = تغییرات تکنولوژی

G = فاکتورهای متغیر زمین‌شناسی مؤثر بر میزان تولید و کنترل سقف

etc = فاکتوری برای موارد پیش بینی نشده

و اگر $E = \{T, R, L, C, G, etc\}$ باشد، که E به عنوان اقتصاد سیستم تعریف می‌شود.

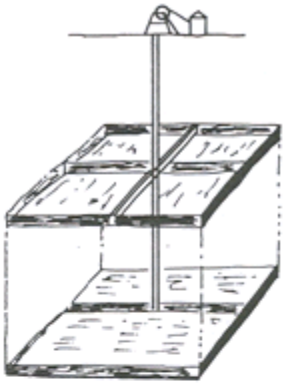
فرمول قدیمی را می‌توان به‌صورت زیر به روز نمود:

$$\sum Q_L d_L E_L = \sum Q_R d_R E_R \qquad ٥-٤$$

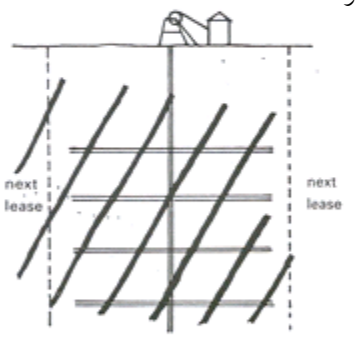
هرگونه ساده‌سازی‌های انجام گرفته شده برای حل ریاضی این مساله احتمالاً منجر به جواب نادرستی خواهد شد، زیرا چه کسی می‌تواند تغییرات بازار کار یا تکنولوژی را در فاصله ۵ سال جلوتر با هر گونه قطعیتی پیش‌بینی کند یا چه کسی می‌تواند با قطعیت بگوید که گسل وجود داشته و ماده معدنی را قطع می‌کند یا نه؟ به همین دلیل برنامه‌ریزی معادن زیرزمینی بر اساس دوره پنج ساله انجام و هر سال یا ۱۸ ماه یک‌بار در آن تجدید نظر می‌شود.

هر چند مفهوم مرکز ثقل به عنوان مسأله ساده ریاضی چندان معتبر نیست، ولی برای شروع کار روش بسیار مفیدی است (شکل‌های ٤-٢٤ و ٤-٢٥). اگر مجموعه دیگر فاکتورها با هم برابر باشد آنگاه چاه قائم باید در مرکز کانسار حفر شده باشد تا هزینه حمل کمینه شود. بدیهی است که این ادعا برای ذخیره‌های افقی متقارن یا شیب‌دار با شیب یکسان صادق است. وجود چند گسل یا تغییر در شیب و یا چند دایک می‌تواند کل سیستم را توجیه ناپذیر نماید (شکل ٤-٢٦).

ذخایر توده‌ای یا ذخایر رگه‌ای منظم محاسبات مربوطه را نسبتاً ساده می‌نمایند، ولی مجموعه‌ای از ذخایر عدسی شکل که به‌صورت پلکانی در مجاورت هم قرار گرفته‌اند، انتخاب را مشکل خواهد کرد. (شکل‌های ٤-٢٧ و ٤-٢٨).

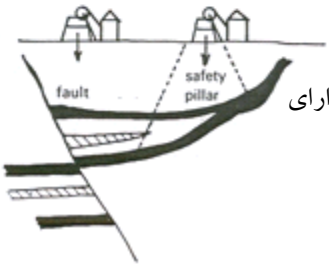


شکل٤-٢٤-چاه در مرکز بلوک لایه های افقی زغال



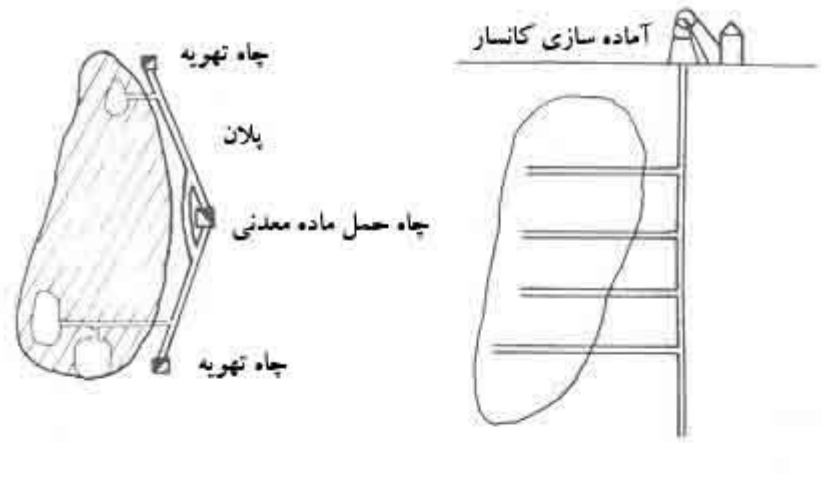
شکل ٤-٢٥- چاه در مرکز ثقل لایه های زغالی شیب دار

بلوکه شدن زغال عبور از میان گسل

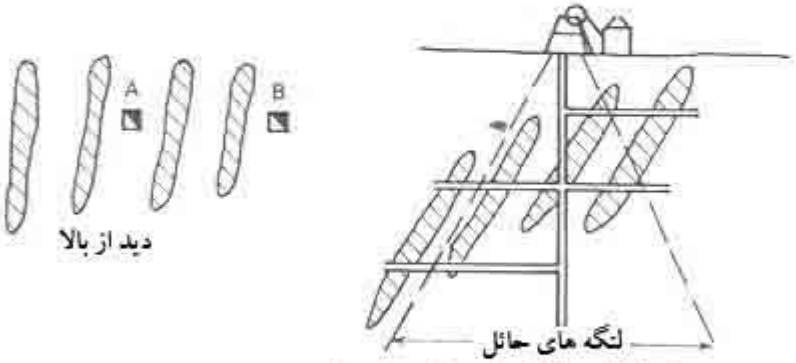


حوضه زغالی گسل خورده که رگه‌های آن دو شاخه شده و دارای ضخامت متفاوت هستند.

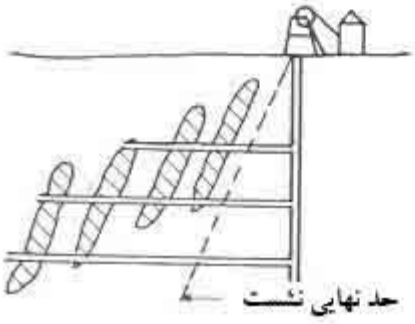
شکل ٤-٢٦- یک حالت سخت و مشکل برای چاه معدن زغال



شکل ٤-٢٧- موقعیت چاه ها در معدن فلزی



الف- در صورت باقی گذاشتن لنگه های حائل برای ممانعت از نشست مقدار زیادی از ماده معدنی بلوکه می شود.



ب - گزینه متعلقی بازکردن ماده معدنی، علی رغم هزینه بالای حمل و نقل

شکل ٤-٢٨- موقعیت چاه برای عدسی‌های پلکانی و گروهی

٤-٧- موارد ویژه

٤-٧-١- معادن زغال و سایر کانسارهای لایه‌ای

باید توجه کرد که امروزه حق معدنکاری تقریباً به کلی در اختیار دولت‌ها است و دیگر اجازه معدنکاری که از مالک زمینی که کانسار در زیر آن تشکیل شده خریداری می‌شد کاملاً منسوخ شده است. محدوده بهره‌برداری برای زغال مستطیل و برای سایر ذخیره های معدنی به شکل مناسب پوشش داده می‌شود.

لایه‌های دارای رخنمون: این مورد ساده‌ترین شرایط برای جانمایی سطحی بازکننده‌ها است، خصوصاً اگر شیب لایه کمتر از ۱ به ۳ باشد. دهانه ورودی دسترسی در رخنمون ماده معدنی و ساختمان‌ها و تأسیسات لازم در خارج از محدوده لایه یا در مناطق اکسیده احداث می‌شود، تولید معدن با یک نوار نقاله در داخل آن حمل می شود. در لایه‌های پر شیب تر (۱ به ۵ تا ۱ به ۱) می‌توان از سیستم ریلی با وینچ و سیم بکسل برای حمل و نقل انسان و مصالح و تجهیزات تا شیب ۱ به ۱ استفاده کرد.

ذخایر لایه‌ای که کاملاً در زیر زمین قرار دارند: افقی یا نسبتاً افقی هستند. واژه نسبتاً افقی یعنی شیب کمتر از ۵ درجه یا ۱ به ۱۰. در این شرایط شیب مشکلی ایجاد نمی‌کند. در مقادیر انتهایی این محدوده برای لوکوموتیو زیاد است، ولی در مسافت افقی ۱۰۰۰ متر فقط ۱۰۰ متر جابجایی قائم حاصل می شود می‌توان به کمک یک نوار نقاله شیبدار کوتاه و بونکر زیرزمینی عملیات حمل را به‌راحتی انجام داد.

با فرض این‌که سیستم حمل ما به صورت محلی همواره نوار نقاله باشد، در این صورت انتخاب بین چاه و دریفت تنها به عمق بستگی دارد. سیستم حمل پیشنهادی برای عمق حداکثر ۳۰۰ متری دریفت-های دارای نوار نقاله است.

انتخاب راه دسترسی برای پرسنل و تجهیزات نیاز به مطالعه دقیق اقتصادی، در دسترس بودن تجهیزات حفاری و ابعاد تجهیزاتی که باید به زیر زمین برده شود و همچنین راه دسترسی دوم چاه یا دریفت باشد بستگی دارد.

یکی از مزیت‌های دریفت‌های عریض با سیستم ریلی برای معادن زغال این است که تجهیزات بزرگی مانند دستگاه حفاری مکانیزه، شاتل و نگهداری سقف را می توان در واگن‌های مخصوصی گذاشته و به داخل زمین منتقل کرد یا برای تعمیرات به سطح زمین آورد. هر چند می‌توان از تعمیرگاه‌های زیرزمینی نیز استفاده نمود.

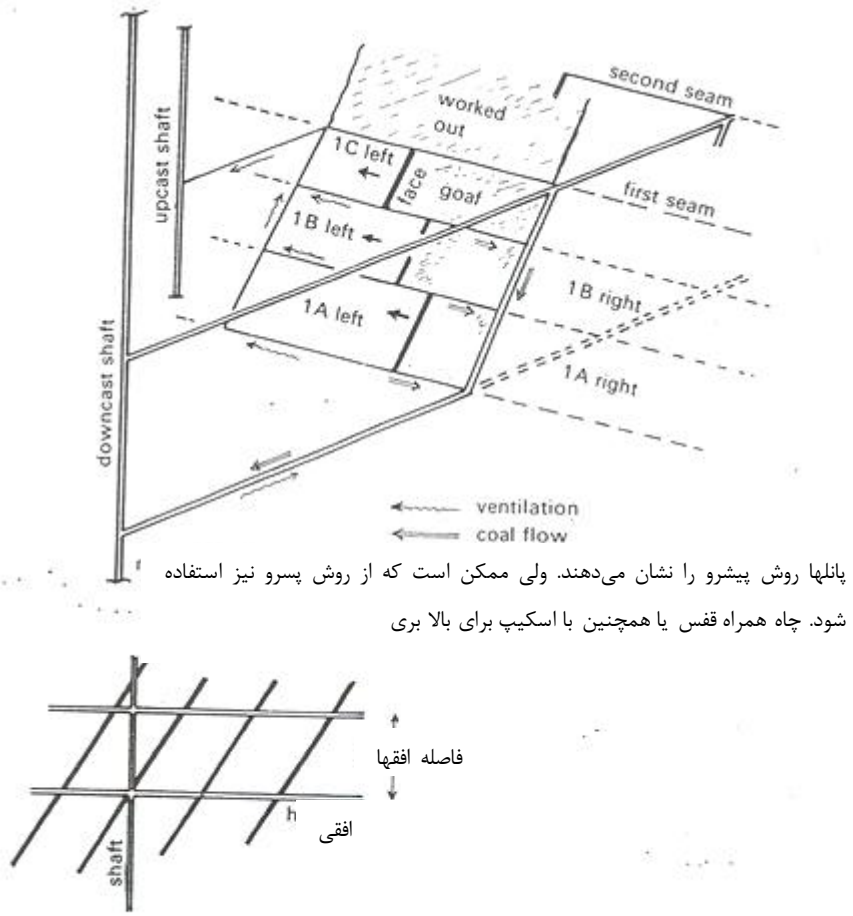
نکته‌ای که در مورد حفر راه‌های دسترسی باید بدانیم این است که از چه نوع تجهیزات و ماشین‌آلاتی استفاده می‌شود و بعداً چه اتفاقی خواهد افتاد. معمولاً در آماده سازی‌های داخل زغال، از ماشین‌آلات استخراج زغال استفاده می‌شود، در نتیجه تمایل به سمت استفاده از دریفت به جای چاه خواهد بود. برعکس از آنجا که چالزنی و انفجار در معادن مدرن زغال متداول نیست تمایلی به حفر آماده سازی طولانی با نیروهای انسانی خودی و تولیدی وجود ندارد. هر چند این موضوع قطعیت ندارد، ولی آماده-سازی قسمت سنگی در معادن زغال به پیمانکار یا به یک یا دو اکیپ کاری ماهر واگذار می‌شود.

در معادن فلزی تجارب فراوانی از آماده سازی دریفت‌ها به‌وسیله چالزنی و انفجار و استفاده از تجهیزات و نیروی کار تولیدی وجود دارد، لذا حفر دریفت‌های افقی به حفر چاه ترجیح داده می‌شود.

لایه‌های کاملاً زیر زمینی: لایه های پر شیب. این ذخایر باید به روش معدنکاری افق[1] کار شوند، مسأله اصلی پیدا کردن بهترین ترکیب محیط زیرزمینی، زمین شناسی و همچنین هندسه و طول بهینه کارگاه است. در لایه‌های پر شیب راه‌های دسترسی باید در سنگ‌هایی که قرار نیست استخراج شوند،

[1] Horizon maining

جایابی شود. به این حفاری‌ها معمولاً افق اطلاق می‌شود ولی طبقه یا میان‌بر، گالری نوار نقاله و لوکوموتیو نیز گفته می‌شود. طرح سه بعدی رایج، در شکل ٤–٢٨ نشان داده شده است.



پانلها روش پیشرو را نشان می‌دهند. ولی ممکن است که از روش پسرو نیز استفاده شود. چاه همراه قفس یا همچنین با اسکیپ برای بالا بری

شکل ٤–٢٩– معدنکاری افق

جبهه کار معمولاً بطور متناوب به *1A* چپ و راست، *1B* چپ و راست، *2A* چپ و راست، *2B* چپ و راست نامگذاری می‌شود. زمانی که افق‌ها لایه را قطع می‌کند، راهروها در جهت های چپ و راست یا شمال و جنوب یا شرق و غرب گسترش می‌یابند تا لایه به پانل‌های مناسب تقسیم شود. بایستی از حفر راهروها بصورت کاملاً افقی خودداری شود، زیرا زه‌کشی در این‌صورت بسیار مشکل می‌شود. به نحوی که در صورت عدم وجود شیب مناسب آب در راهرو جمع می‌شود. اصولاً گالری‌های دنبال لایه که در امتداد لایه زغال حفر می‌شوند باید از شیب ۱ به ۲۰۰ برخوردار باشد، در مورد کانسارهای فلزی نیز

بایستی شرایط مشابهی دنبال شود. در صورتی‌که کنترل شیب به نحو مناسبی انجام نگیرد، ممکن است شیب تا ۱ به ۱۰۰ افزایش یابد.

راهروهای اصلی[1] اغلب دارای سیستم حمل و نقل نوار نقاله هستند که می‌تواند به موازات پیشروی و آماده سازی بر طولشان افزوده شود. افق‌ها می‌توانند دارای سیستم نوار نقاله یا ریلی باشند. در فواصل حدود ۱۰۰۰ متری در راهروهای اصلی، گالری‌های دیگری به سمت بالا حفر می‌شود تا لایه زغال به پانل‌های ۱۰۰۰ در ۲۰۰ تا ۱۰۰ متری بسته به شیب و ضخامت لایه تقسیم شود. طول جبهه کار در لایه-های ضخیم باید کوتاه‌تر باشد تا ناوها اضافه بار پیدا نکنند.

تکنولوژی طول جبهه کارها و ناوها را تعیین می‌کند. ناوهای بالارو معمولاً دارای یک زنجیر بازدارنده با پره‌های بلند است که در شیب‌های بیش از ۲۵ درجه از لغزش و سرخوردن زغال جلوگیری می‌کند (زاویه اصطکاک زغال با فلز را چک کنید).

زمین‌شناسی (غیر از شیب لایه) جهت جبهه کار و شاید طول جبهه کارهای بین گسل‌ها را نیز کنترل می‌کند.

محیط کار (حرارت، گاز و غبار) تعداد جبهه کارهایی را که از یک راهرو تهویه می‌شوند، کنترل می-کند. لزوم پایین بودن متان از ۱/۲۵ درصد و دمای مؤثر پایین ممکن است که تعداد جبهه کارها را به یک، دو و یا سه جبهه کار در بین افقها محدود کند. تهویه در لایه‌های شیب‌دار به صورت بالارو است و حرکت گاز متان از پانل‌های پایین می‌تواند پانل های بالایی را تحت تاثیر قرار دهد.

نشست:پانل‌ها باید به صورت پایین‌رو استخراج شود تا از آسیب رساندن به لایه‌های بکر بالا دست جلوگیری شود.

1. Gate Roads

فاصله افق‌ها: اگر طول جبهه کار L، تعداد پانلهای موازی مجاز N و شیب لایه θ باشد، در این-صورت فاصله طبقات $L.N.Sin\theta$ خواهد بود. آماده‌سازی‌ها اصولاً وابسته به تکنیک‌هایی مثل روش چال عمیق یا دیگر روش‌های بسیار پیچیده نمی‌باشد، بنابراین فاصله افق‌ها می‌تواند از ۲۰۰ تا ۵۰۰ متر متغیر باشد. مفهوم معدنکاری افقی بسیار شبیه معدنکاری فلزی است که لزومی برای آوردن ملاحظات بیشتر در اینجا وجود ندارد.

٤-۷-۲- معدنکاری فلزی

ذخایر با رخنمون بسیار وسیع: استخراج چنین ذخایری به صورت روباز شروع می‌شود. اخیراً افرادی سعی کرده‌اند تا ایده دسترسی مارپیچی روی دیواره پیت به همراه دریفت‌های ریلی از سطح پله-ها و چاه شیبدار که به سمت کف پیت ادامه می‌یابد و در قرن ۱۹ متداول بوده به نام خود ثبت نمایند.

ذخایر بزرگ را می‌توان براحتی تا انتهای آن با روش روباز استخراج نمود و اعماق ۳۰۰ تا ۵۰۰ متری (مانند مونت مورگان[۱]) به‌راحتی به وسیله سیستم حمل کامیونی دست یافتنی است. همچنین می‌توان توسط نوار نقاله حجم قابل توجهی از مواد را به بیرون دیواره معدن انتقال داد (مانند معدن بلک بوت[۲] در آمریکا).

اگر قرار باشد که ذخیره به سمت پایین ادامه داشته باشد مانند معدن مونت لیل[۳] در این صورت روش روباز باید طوری طراحی شود که بتوان آن را با یک چاه قائم یا رمپ یا هر دو ادغام کرد. در بعضی موارد مثل معادن سنگ آهن سوئد یا نیکل کریگتن، روش روباز به یکی از روش‌های زیرزمینی تخریبی تبدیل شده است (طبقات فرعی یا تخریب بلوکی).

۱ - Mount Morgan
۲ - Black Butte
۳ - Mount Lyell

رگه‌هایی با رخنمون: در این حالت مقدار مواد معدنی در سطح زمین تضمینی برای ایجاد معادن بزرگ مقیاس سطحی را نمی‌دهد، ضمناً از بخش قابل توجهی از مواد معدنی که در زون اکسیده قرار دارند باید صرف نظر کرد.

در مورد ذخایر کوچک آماده‌سازی می‌تواند بوسیله یک چاه مایل یا رمپ مارپیچ تند و یا یک چاه باربری کوچک در نزدیکی مرکز ثقل و چاه‌های تهویه در انتهای ذخیره انجام گیرد (شکل ۱۲.۱۰). حفر یک گالری در هر افق برای آماده‌سازی معدن می‌تواند کافی باشد (مثل معادن نورسمن[۱] و رزبری[۲]).

رگه‌های زیرزمینی: شاید به نظر برسد آماده‌سازی این حالت نیز توسعه یافته حالت قبلی باشد، اما برای ذخایر عمیق نیاز به چاه قائم و پر هزینه خواهد بود. اگر چه شکل ذخایری که در این دسته قرار می‌گیرند ممکن است شبیه هم باشد ولی برای اینکه به آنها رگه اطلاق شود باید پهنایشان بیش از ۳ تا ۵ متر نباشد. در صورتی استخراج این گروه در اعماق بیش از ۲۰۰ متر مقرون به صرفه خواهد بود که از عیار بالایی برخوردار باشند. یک ذخیره قلع با عیار ۲ درصد و با ضخامت ۱ متر در عمق ۳۰۰ متری در صورتی‌که مقدار سرمایه گذاری کم باشد، اقتصادی خواهد بود، برای مثال معدن جین ویل[۳] در کرنول[۴] انگلستان.

ذخایر بزرگ زیرزمینی:معادن فلزی مونت ایسا[۵] و بروکن هیل[۶] در استرالیا مثال‌هایی از این نوع ذخایر زیرزمینی هستند، ولی به اندازه‌ای بزرگ هستند که نمی‌توان آنها را به عنوان مثال معمولی مطرح کرد.

1 - Norseman
2 - Rosebery
3 - Wheal Jane
4 - Cornwall
5 - Mt Isa
6 - Broken Hill

٤-٧-٣- ذخایر بزرگ فلزی

این ذخایر مطمئناً به چاه‌ها و طبقات نیاز خواهند داشت و حتماً برای دسترسی ماشین‌آلات به طبقات مختلف بایستی از رمپ استفاده کرد. معادن کوبار[1] نمونه جالبی از این نوع آماده‌سازی‌ها را دربر می‌گیرد. سود حاصله برای شرکت در حدی بود که پیش از بحران قیمت فلزات در اواسط سال ۱۹۷۰، این معدن چاه‌های خود را عمیق‌تر و یک طبقه باربری سوم نیز به آن اضافه کرده بود.

چاه‌ها. در این مورد قبلاً بحث شده است.

افق‌ها. فاصله بین طبقات به عوامل زیر بستگی دارد:

۱- زمین‌شناسی و اندازه ذخیره

۲- مقاومت دیواره‌ها و سقف

۳- روش‌های استخراج

٤- عمر دویل‌های کانه‌ریز (تخلیه)

۵- سرمایه در دسترس برای هر طبقه و ارتباط بین آنها

٦- راه دسترسی نیروی انسانی به معدن

۷- تکنولوژی موجود

۸- سهولت نقشه‌برداری و کنترل

۱- زمین‌شناسی و اندازه ذخیره

ذخایر به شدت تکتونیزه و گسل‌دار به گمانه‌ها و گالری‌های اکتشافی زیادی نیاز دارند. مواد معدنی با عیار بسیار متغیر نیز نیاز به اکتشافات بیشتری داشته و ممکن است که برای استخراج آن از روش‌های انتخابی استفاده شود. در نتیجه برای ذخیره‌ای بزرگ که شامل مواد معدنی عدسی شکل با عیار متغیر

1 - Cobar

است، بایستی فاصله طبقات نزدیک به هم (در حدود ۲۰ تا ۳۰ متر)آماده‌سازی شده و بطور انتخابی استخراج شود. به عنوان نمونه می‌توان به معادن پیکو[۱] در یونان اشاره کرد.

ابعاد ذخیره کنترل کننده فاصله طبقات از جنبه‌های مختلف است. اگر عمق ذخیره ٤۰۰ متر باشد، حتی اگر فاصله طبقات ۱۸۰ متری امکان‌پذیر باشد با این حال این عمق برای دو طبقه بسیار مشکل خواهد بود، لذا بهتر است در چنین شرایطی تعداد طبقات ۳ در نظر گرفته شود، مثلاً دو تا ۱۳۰ متری و یک ۱٤۰ متری.

۲. مقاومت دیواره‌ها و سقف و ۳. روش معدنکاری

از آنجا که این دو تا عامل به شدت به هم وابسته هستند و در اصل عامل ۲، عامل ۳ را کنترل می‌کند، بنابراین این پارامترها بایستی باهم‌دیگر مورد بررسی قرار گیرد. اگر ماده معدنی و سنگ‌های فراگیر محکم باشد می‌توان کارگاه‌های بزرگی را تشکیل داد و حجم بزرگی از ماده معدنی را استخراج و تخلیه کرد. در صورتی‌که سایر پارامترها یکسان باشد، کارگاه‌ها باید با حداکثر ارتفاع خود کار کنند زیرا این موضوع موجب کاهش هزینه دویل های کانه‌ریز، نقاط تخلیه و در کل باعث کمینه شدن هزینه معدن می‌شود. روش کندوآکند قادر به تامین فاصله بسیار زیاد بین طبقات است، زیرا نیاز به چالزنی پروانه‌ای ندارد.

اگر از پیشرفت‌های اخیر چالزنی ۱۰۰ میلی‌متری و یا بیشتر که در روش *DTH* حاصل شده صرف نظر کنیم، در این‌صورت حداکثر طول چال با توجه به تکنولوژی حفاری فعلی برای چال‌های مستقیم حدود ۲۰ متر است. از آنجاکه چال‌های پروانه‌ای به منظور خردشدگی بهتر مواد معدنی بایستی حدود ۱/۵ تا ۲ متر همپوشانی داشته باشند بنابراین حداقل بایستی در هر ۳۵ تا ۳٦ متر یک طبقه فرعی چالزنی وجود داشته باشد. بعضی از معادن در استخراج کارگاه باز (بدون نگهداری) چال‌های طولانی با طول ٤۰

۱ - Peko

تا ٦٠ متر را تجربه کرده‌اند، که از بالا و پایین طبقات فرعی با فاصله ٨٠ تا ١٢٠ متر اجرا شده‌اند. البته این معادن دریافته‌اند که احتمال تشکیل توده منفجر نشده در فاصله مساوی از دو طبقه وجود دارد که خرد کردن مجدد آن دشوار است.

هر چه مقاومت ماده معدنی و سنگ دربرگیرنده ضعیف‌تر باشد از روشهای با نگهداری نزدیک‌تر استفاده می‌شود و در نهایت روش تخریبی انتخاب می‌شود. در روش تخریب در طبقات فرعی فاصله بین طبقات فرعی ١٥ تا ١٨ متر است، بنابراین تمایلی برای نزدیک کردن فاصله بین طبقات اصلی وجود دارد، هر چند این موضوع متأثر از دویل‌های کانه‌ریز نیز است (در پایین توضیح داده می‌شود).

در روش تخریب بلوکی تمایل به افزایش فاصله طبقات وجود دارد، زیرا معمولاً نیازی به دسترسی به داخل کارگاه وجود ندارد و لذا فاصله طبقات ١٥٠ تا ١٨٠ متری قابل دست‌یابی است، در واقع از نظر اقتصادی نیز ایجاد شرایط خوب آماده سازی برای تخریب مناسب ضروری خواهد بود.

٤. عمر دویل‌های کانه‌ریز

در بسیاری از کارگاه‌ها، ماده معدنی از دویلهای کانه‌ریز جمع‌آوری و تخلیه می‌شوند. این دویل‌ها می‌توانند در داخل ماده معدنی یا سنگ و یا اینکه در میان مواد پر شده ایجاد شوند. همه اینها عمر محدودی بعد از تعریض تا رسیدن به حد غیر ایمن دارند و با تخریب داخلی یا باریکه باریکه شدن دیواره‌های آن موجب ترقیق زیاد می‌شود.

زمانی که عمر دویل بر اساس تناژ تعیین شد، هزینه فاصله داری ضرب در طول آن را می‌توان تعیین کرد. واضح است که با کاهش تعداد دویل‌ها هزینه نیز کاهش می‌یابد. بنابراین اگر تعداد دویل‌ها خیلی کم باشد، به علت استهلاک به سرعت از کارایی افتاده و موجب کاهش ارتفاع کارگاه‌ها و در نتیجه کاهش فاصله بین طبقات می‌شود.

بر اساس اندازه معدن باید یک برنامه دستی یا کامپیوتری برای کمینه کردن رابطه زیر انجام شود:

$$\sum [\text{Ore pass interval} \times \text{Ore pass height} \times \text{Ore pass lining costs} \times \text{Cost per level driving} \times \text{Tramming costs to ore pass} \times \text{Trucking costs per loading chute}]$$

و برای کل عمر معدن به‌کار گرفته شود. امتیاز دهی به هر کدام از پارامترهای بالا کار پیچیده‌ای است و برای افزایش عمر دویل‌ها تمایل به افزایش تعداد آنها یا تغییر روش معدنکاری وجود دارد.

در عمل، اگر ماده معدنی برای ایجاد دویل کانه‌ریز خیلی ضعیف باشد، آن را در سنگ جانبی باید حفر کرد. حال اگر سنگ جانبی نیز برای دویل کانه‌ریز از حد لزوم ضعیف‌تر باشد آنگاه کل معدنکاری با مشکل مواجه شده و هزینه بالا می‌رود و در نهایت باید فاصله بین طبقات را کاهش داد.

۵. سرمایه اولیه در دسترس

اگر سرمایه اولیه کم باشد، تجهیزات کوچکی مورد استفاده قرار می‌گیرند و این امر باعث افزایش هزینه‌های عملیات می‌شود. تجهیزات کوچک معمولاً نیروی انسانی زیادی لازم دارد و همچنین نیازمند دسترسی ساده نردبانی برای افراد به طبقات است که در نتیجه موجب کاهش فاصله بین طبقات می‌شود. به هر حال ابعاد چاه و اسکیپ کوچک خواهد بود و ساخت سیلوی باربری چندان گران نخواهد شد.

سرمایه‌گذاری بالا، تولید بالا را ایجاب می‌کند. که نیازمند احداث بالابرهای خودکار و تاسیسات گران قیمت پذیرشگاهها است. همچنین به لوکوموتیوهای انعطاف‌پذیر، ماشین‌آلات بزرگ معدنی، ریلهای مستحکم، کامیونهای مناسب و غیره نیاز است، در نتیجه میزان سرمایه‌گذاری در هر طبقه بالا است. کاری که باید انجام داد این است که طول حمل و نقل در هر طبقه را باید کمینه کرد. به هر حال عمر دویل-های کانه‌ریز و راه‌های دسترسی به کارگاه‌ها می‌تواند یک مشکل باشد، و این موجب می‌شود تا فاصله ۱۵۰ تا ٤۵۰ متری بین طبقات اصلی باربری را مصلحت دانسته و افق‌های دسترسی برای پرسنل و مواد با فاصله ۷۵ تا ۱۵۰ متر بین طبقات اصلی در نظر گرفته شود.

٦. راه دسترسی نیروی انسانی

در بسیاری از روش‌های استخراج کارگاهی، راه دسترسی برای نیروی انسانی باید ساده و راحت باشد. بالاروی از نردبان تا ارتفاع ۵۰ متری محدود می‌شود. پیشرفت تکنولوژی با جابجایی افراد بوسیله قفس‌ها و حتی بالابرها به کارگاه موجب مصالحه بین هزینه‌ها شده است. با افزایش کاربرد حفاری بالارو ماشینی جهت بهبود و افزایش فاصله بین طبقات، چاه مجهز به بالابر مورد توجه واقع شده است.

۷. تکنولوژی موجود

فاصله طبقات در معدن‌های قدیمی بخاطر استفاده از روش‌های حفر دستی با محدودیت مواجه بود: مطالعه نقشه های این معادن صحت موضوع را نشان خواهد داد. با روی کار آمدن ماشین‌هایی مثل آلیماک و دست یابی به تکنیک انفجار چال‌های بلند، فاصله بین طبقات رفته رفته از ۱۵ به ۲۰ و ۳۰ و در نهایت به ۵۰ متر افزایش یافت. امروزه حفاری بالارو در معادن بزرگ بیشتر رایج شده، و تکنولوژی برش و تجهیزات هیدرولیکی بهبود یافته، تا آنجاکه طول چاه عمودی ۳۰۰ متری یا بیشتر به وسیله ماشین‌های حفر چاه بین طبقات قابل دسترسی است. این بدان معنی است که آماده‌سازی معادنی مثل کوبار با فاصله بین طبقات اصلی ۱۸۰ متر و دسترسی بوسیله رمپ برای معدنکاری، از نظر اقتصادی خیلی رایج است. در این معادن تعداد طبقات خیلی کم بوده، لذا برای تجهیز هر طبقه و ساخت دویل‌های کانه‌ریز آن هزینه‌های بیشتری می‌توان تخصیص داد.

کمی پیش به محدودیت تکنولوژی در حفر چالهای پروانه‌ای اشاره شد. در روش استخراج طبقات فرعی با کارگاه باز، چالهای با قطر کم (حدود ۵۰ میلیمتر) تمایل به انحراف در طول بیش از ۱۵ متر دارند و ممکن است که در ۲۰ متر به اندازه ۰/۳ متر انحراف از خط حفاری داشته باشند. بردن و فاصله-داری چالها به اندازه ۱/۲ تا ۱/۵ متر در طرح انفجار است، انحراف ۰/۳ متری در چال‌های مجاور موجب

افزایش فاصله‌داری تا ۵۰ درصد اندازه اولیه می‌شود. این امر موجب انفجار ضعیف یا جلوگیری از انفجار کامل حلقه انفجار شده و حتی می تواند انفجار حلقه‌های مشابه دیگر در همان انفجار را نیز تحت تأثیر قرار بدهد.

تکنولوژی موجود برای توسعه تغییر طول چال‌ها در کارگاه‌های باز با چال‌های بلند موجب رقابت با روش های سطحی شده است. دریل‌های *DTH* با قطر مته‌های ۱۰۰ تا ۱۵۰ میلی‌متر استفاده می‌شوند. این دریل‌ها می‌توانند طول ۲۰ تا ۳۰ متر را بدون انحراف قابل توجهی حفر کنند زیرا ضربه در ته چال وارد شده که موجب کاهش لرزه میله حفاری می‌شود. طول چالهای ۵۰ تا ٦۰ متری قابل دست یابی بوده و استفاده از خرج های بزرگ موجب بهبود خردایش می‌شود. محدودیت‌هایی نیز از قبیل میزان لرزش زمین در اثر انفجار و میزان دود حاصل از آن وجود دارند، و از آنجائی‌که فاصله بین چال‌ها زیاد است موجب بزرگ شدن ابعاد قطعات حاصل از انفجار شده و در نتیجه نیاز به آتشباری ثانویه خواهد بود.

این قطعات بزرگ در کارگاه می‌توانند موجب گرفتگی دویل کانه‌ریز شوند. اگر خرج ویژه برای دست‌یابی به خردایش بهتر افزایش یابد آنگاه افزایش هزینه آن از طریق کاهش در هزینه حفاری جبران می‌شود و مسلماً لرزش زمین زیاد خواهد شد. به هر حال اگر عمق چال‌های انفجار کارگاه افزایش داده شود آنگاه می‌توان فاصله بین طبقات را نیز افزایش داد.

۸. سهولت نقشه‌برداری و کنترل

بعد از اینکه تمامی فاکتورهای قبلی در نظر گرفته شد و فاصله بین طبقات بدست آمد، به منظور اجرای راحت طرح عدد حاصله گرد می‌شود. برای مثال اجرای فاصله تئوری ۱۸۷/٦ متر بین طبقات غیر محتمل خواهد بود، بنابراین یک مهندس سعی می‌کند تا عدد ۱۸۷/٦ را یا به طرف پایین یعنی ۱۸۰ یا به طرف بالا مثلاً ۲۰۰ متر گرد کند تا موجب اندازه‌گیری‌ها و ساخت و ساز راحت و ساده شود.

آماده‌سازی دویل کانه‌ریز

پیشرفت در حفاری بالارو، حفر دویلهای کانه‌ریز بین طبقات با فاصله زیاد را قادر ساخته است. بالا بودن دست مزدهای حال حاضر موجب شده تا معدن تعداد نیروی انسانی در کارهای غیر تولیدی مانند حمل و نقل را در کمترین حد خود نگه دارد. دویل‌های کانه‌ریز نزدیک به هم در سنگ می‌توانند شرایطی برای انتقال مواد معدنی چندین کارگاه به یک سیلوی نزدیک به چاه فراهم کنند. ماده معدنی می‌تواند وارد سنگ‌شکن اولیه شده و به وسیله نوارنقاله به اسکیپ و از آنجا با استفاده از بالابری خودکار به بیرون منتقل شود.

ملزومات اساسی برای یک ذخیره بزرگ با عمق قابل توجه، آماده‌سازی با هزینه پایین بوده و اینکه شرایط حمل و نقل مواد معدنی با استفاده از نیروی ثقل و جمع شدن در یک نقطه ایجاد شود. توسعه دویل‌های کانه ریز مابین بیش از دو یا سه طبقه با استفاده از نقاط تخلیه باز و *LHD*ها یا لودرهای جلوریز برای انتقال مواد معدنی به کمک واگن‌های برقی، می‌تواند یک گزینه اقتصادی آلترناتیو به حساب آید.

در معدن منت‌ایسا، ایجاد طبقات دوم و بعدی با فاصله نزدیک به ۱۱۰ متربرنامه‌ریزی شد و افق‌ها داری شوت با باربری لوکوموتیو بود. ماده معدنی از طبقات میانی به دویلهای کانه ریز هدایت می‌شده، ولی به هر حال مساحت طرح معدن خیلی وسیع بود. سیستم دویل کانه‌ریز در بخش مرکزی توسعه داده شد که از چاه *K57*سرویس دریافت می‌کرد.

- **آماده‌سازی‌های بیشتر**

آماده‌سازی دویل کانه‌ریز و یا باطله به عنوان یک سیستم تماماً منطقی می‌تواند تا ارتفاع ۳۰۰ متر یا بیشتر در کمر پایین ماده معدنی انجام گیرد. در این خصوص برای آماده سازی آینده باید موارد زیر در نظر گرفته می‌شد:

۱- سنگ‌شکن اولیه و ثانویه در ته معدن یا تقریباً در فواصل ٤٥٠ متر نصب شده‌اند، که با یک نوار نقاله بارگیری در یک سیلو یا بونکر اسکیپ در نزدیکی دیواره چاه انجام می‌شود.

۲- طبقات اصلی با فواصل ۳۰۰ یا ٤٥٠ متر.

۳- دسترسی قفس به طبقات میانی برای چالزنی، و دسترسی به کارگاه‌ها از طریق چاه‌های بالارو؛ یا برای ذخایر کوچکتر، طبقات اصلی با فواصل ۱۰۰ متر در چاه اصلی و یک سیستم سرویس قفس مابین طبقات.

با این توضیحات فاصله بین طبقات بستگی به مطالعات مربوط به زوایه قرار ماده معدنی در دویل کانه‌ریز و تقسیم ذخیره به پانل‌های مناسب دارد. بعد از اینکه طرح آماده‌سازی اصلی اجرا شد، برای ایجاد شرایط مناسب با توجه به مسائل زمین‌شناسی و مکانیک سنگی، تنها به اصلاحات مختصری در طرح آماده‌سازی نیاز خواهد بود.

فصل پنجم

روش استخراج جبهه کار طولانی

۵- فصل پنجم:

۵-۱- تاریخچه:

جالب‌ترین مشخصه معدن‌کاری در ایالت متحده، استفاده کم‌تر از سیستم استخراج جبهه‌کار طولانی بوده است. این سیستم که اکثر تولید زغال سنگ در اروپا، ژاپن و دیگر کشورها به وسیله آن انجام می‌گیرد، در آمریکا به تازگی در حال رشد و گذر از دوران بلوغ خود در استخراج لایه‌های معمولی بوده ولی هنوز در این کشور برای لایه‌های ضخیم استفاده نشده است. در واقع این روش در استخراج کانسارهای فلزی و غیر فلزی دیگر به جز در مواردی محدود در استخراج مواد معدنی ترونا، مس و اورانیوم که از این روش جهت استخراج استفاده می‌شوند، مورد استفاده قرار نمی‌گیرد.

باور بر این است که استخراج به روش جبهه‌کار طولانی اولین بار در شروپشیر[1] انگلستان در آخر قرن ۱۷ میلادی انجام گرفته است(لیرد[2] ۱۹۷۳). اگرچه روش استفاده شده در آن زمان نسبت به استانداردهای امروزی ابتدایی به نظر می‌رسد، اما بسیاری از اصول اولیه آن بدون تغییر باقی مانده است. استخراج جبهه‌کار طولانی زغال در آمریکا اولین بار در دو قرن پیش معرفی شد اما هیچ گاه مقبولیتی که در اروپا داشت را در آمریکا بدست نیاورد. از نظر تاریخی، استخراج به روش جبهه‌کار طولانی یک روش دوره‌ای(چرخه‌ای)[3] بود که روزانه در شیف‌های تولیدی، یک برش زغال از جبهه‌کار استخراج شده و در شیفت‌های بعدی کار ساخت سنگ‌چین در منطقه تخریب[4] و جابجایی دستی نگهداری‌های سقف تکمیل می‌گردید. به علت میزان زمان کاری مرده، بهره‌وری به شدت پایین بود. در هر حال با وجود هزینه‌های بالای آن، به علت اینکه تنها این روش توانست زغال از اعماق زیاد را با یک درجه بازیابی منطقی

[1] Shropshire
[2] Laird
[3] Cyclic Method
[4] gob(محوطه پشت واحدهای نگهداری که تخریب در آنجا صورت می‌پذیرد)

استخراج نماید، لذا برای استخراج زغال سنگ در اروپا روش جبهه‌کار طولانی مورد استفاده قرار می گیرد. از مدت‌ها پیش ذخایر زغال که در زیر روباره کم عمق قرار داشتند و بوسیله روش اتاق و پایه قابل استخراج بودند برای تأمین نیازهای اروپایی‌ها به زغال بیشتر دچار کمبود شده و یا ته کشیده بوده است. از نظر تاریخی در آمریکا گسترش استخراج زغال بصورت جانبی با جایگزینی معادن جدید به جای معادن قدیمی‌انجام گرفته است؛ در صورتی که در بریتانیا، آلمان، ژاپن و بسیاری از کشورهای دیگر گسترش استخراج می‌بایست به سوی اعماق بیشتر صورت گیرد، به عبارت دیگر گسترش و توسعه معادن به صورت عمقی است.

عمق لایه در بیشتر ذخایر زغال در آمریکا کم و از ٦١ تا ٣٠٥ متر (٢٠٠ تا ١٠٠٠ فوت) متغیر است. عمق کم همراه با ذخایر بسیار بزرگ، روش اتاق و پایه را به طور جامع در این کشور قابل اجرا نموده است. به هر حال سیستم استخراج جبهه‌کار طولانی در این کشور حدود اوایل قرن گذشته مورد استفاده قرار گرفت. هرگاه که از این روش استفاده می‌شد ،عملیات تحت هدایت افراد با تجربه خارجی و شرایط مطلوب انجام می‌پذیرفت. بعضی از معادنی که قبل از سال ١٩١٠ در آنها از جبهه‌کار طولانی استفاده شده است معدن رادیانت[1] در کلرادو، شرکت زغال وینتونر[2] ایالت پنسیلوانیا، شرکت فولاد کامبریا کامبریا – جان استون در ایالت پنسیلوانیا ، شهرک گراندی و دره اسپرینگ در الی‌نویز و معادن ناشناس در واشنگتن، ویرجینیای غربی، کنتاکی، اوهایر و کانزاس می‌باشند.

در سال ١٩٦١ یک معدن جبهه‌کار طولانی چرخه ای در حال کار در سنترویل در ایالت آیداهو وجود داشت. اولین عملیات مدرن آن زمان که از تکنولوژی اروپایی روش‌های جبهه‌کار طولانی استفاده کرده بود، گروه فولاد کایسر در معدن سانی ساید نزدیک پرایس در ایالت یوتا بود. به علت عمق زیاد و

[1] Radiant mine
[2] Vinton Coal Co

شرایط بسیار ضعیف سقف و نیاز به افزایش تولید، مدیریت کایسر بدین نتیجه رسید که یک روش استخراج جدید مورد نیاز است و در سال ۱۹۶۱ تصمیم گرفت به روش جبهه‌کار طولانی روی آورد. در این تجربه از سیستم‌های نگهداری قدرتی و شیررهای ساخت انگلستان استفاده شد.

به دلیل سادگی طرح پهنه استخراجی، جریان هوا به خوبی هدایت می‌شود و کارکنان همیشه زیر یک سقف حفاظت شده کار می‌کنند. بنابراین روش مزبور نسبت به روش اتاق و پایه ایمن‌تر است و سازگاری خوبی با قوانین آمریکا دارد. هنگامی‌که سیستم جبهه کار طولانی به همراه تخریب کامل طبقه صورت گیرد، لنگه‌های کمتری جایگذاری می‌شود و بازیابی زغال بالا می‌رود. همچنین موجب می‌شود که نشست زمین به طور یکنواخت و کامل صورت گیرد.

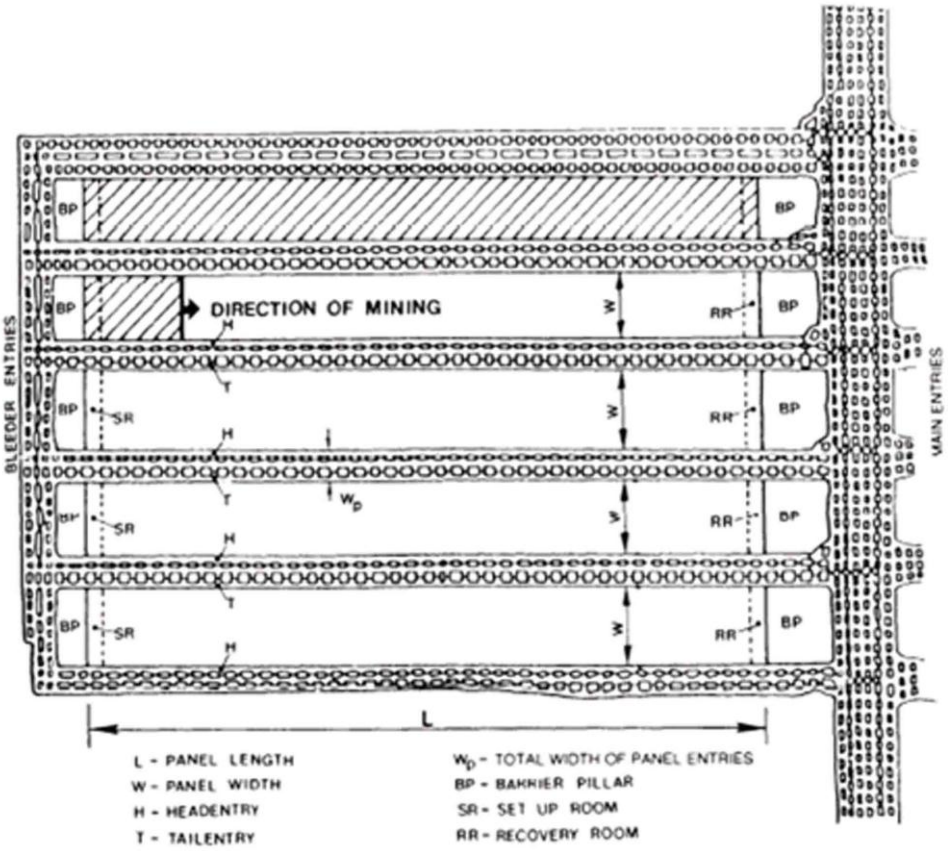
یک پهنه استخراجی جبهه کار طولانی توسط گالری‌های پهنه درون لایه زغال در دو طرف گالری اصلی، احاطه شده است. در آمریکا تمامی جبهه کارهای طولانی از نوع پسرو می‌باشد. گالری‌هایی که در دو طرف پهنه استخراجی قرار می‌گیرد انتری تهویه[1]، انتری حمل و نقل[2] نامیده می‌شود. از انتری حمل و نقل برای ورود هوا، جابه‌جایی زغال، کارکنان و تجهیزات و از انتری تهویه برای عبور هوای برگشتی از کارگاه استفاده می‌شود.

برش زغال در سینه کار توسط ماشین شیرر یا رنده انجام شده و توسط ناو زنجیری انعطاف‌پذیر[3] (*AFC*) بارگیری و به سمت تقاطع T شکل انتری باربری حمل می‌شود. سپس زغال از *AFC* به لودر واسطه[4] و بعد از آن روی نوار نقاله گالری اصلی تخلیه می‌شود.

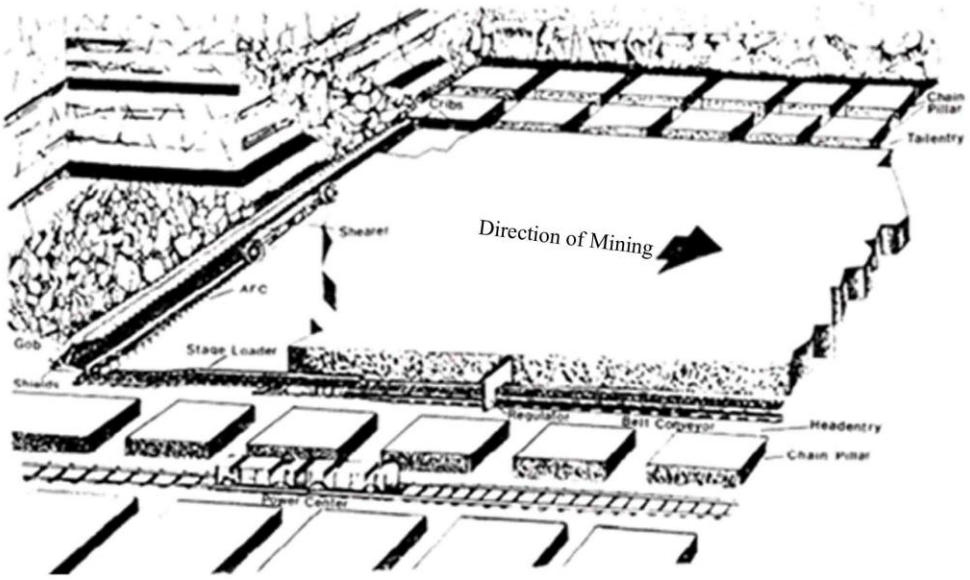
نگهداری‌های قدرتی برای کنترل سقف، در سرتاسر خط جبهه کار استفاده می‌شود و بعد از اتمام هر برش شیرر، *AFC* و نگهداری‌های قدرتی با استفاده از نیروی هیدرولیکی، پیشروی می‌کنند و با این کار

1- Tail Entry
2- Head Entry
3- Armod Flexible Chain Conveyor
4- Stage Loader

به سقف بلاواسطه فرصت داده می‌شود که در پشت سیستم نگهداری، تخریب شود. تصاویر زیر مقاطعی از کارگاه استخراج جبهه کار طولانی را نمایش می‌دهد.



شکل ۵- ۱- نقشه کلی پانل استخراج جبهه کار طولانی در آمریکا



شکل ۵- ۲- نمایی از برش استخراج جبهه کار طولانی

فضای استخراج شده بین سیستم نگهداری و خط سینه کار، جبهه کار یا کارگاه[1] و فضای پشت سیستم نگهداری، منطقه تخریب[2] نامیده می‌شود.

روش جبهه کار طولانی از نظر کنترل سقف جزو روش‌های تخریبی طبقه‌بندی می‌شود. همانند روش اتاق و پایه، سقف گالری‌های پهنه با استفاده از پیچ سنگ نگهداری می‌شود. اما در انتری‌ها، برای تقویت و نگهداری سقف، یک یا دو ردیف جرز چوبی[3] (منقلی) نصب می‌شود. این کار در مورد انتری حمل و نقل، در تقاطع T شکل و در فاصله ۵۰۰- ۱۰۰ فوت (۱۵۰- ۳۰ متر) از سینه کار صورت می‌گیرد.

در این سیستم، به منظور افزایش تراکم نگهداری و غلبه بر جابه‌جایی ناشی از فشار پایه‌ای جلویی و کناره ها[4]، یک یا دو ردیف نگهداری موقت نصب می‌شود.

۵-۲- طراحی پهنه

طراحی پهنه عبارت است از: تعیین ابعاد پهنه، عرض گالری‌های کناری، اندازه و تعداد پایه‌های زنجیری.

۵-۲-۱- ابعاد پهنه

معمولاً طول و عرض پهنه به صورت تجربی، بر اساس اندازه و شکل ذخیره، شرایط زمین شناسی (در صورت آگاهی از آن)، موقعیت تأسیسات سطحی، ظرفیت سیستم حمل و نقل، تهویه و توان تجهیزاتی که ممکن استمورد استفاده قرار گیرد، انتخاب می‌شود.

عرض پهنه (W) در آمریکا، از فاصله مرکز به مرکز ۹۶۰- ۴۰۰ فوت (۲۹۳- ۱۲۰ متر) متغیر است. به طور میانگین عرض پانل ٦٦٦ فوت (۲۰۳ متر) ولی اکثر پهنه‌ها عریض‌تر از ٦۰۰ فوت (۱۸۰ متر) و

1- Working Face, Face Area
2- Gob
3- Crib
4- front & side abutment pressures

در تعداد کم‌تری بیش از ۹۰۰ فوت (۲۷۵ متر) طراحی می‌شود. چنانچه عرض پهنه کمتر از ٤۰۰ فوت باشد، روش استخراجی جبهه کار کوتاه نامیده می‌شود که حد فاصل بین روش جبهه کار طولانی و اتاق و پایه می‌باشد. تعیین عرض مناسب برای پهنه اهمیت بسیاری دارد زیرا پهنه عریض موجب افزایش تولید زغال می‌گردد. عوامل متعددی بر عرض پهنه تأثیرگذار هستند که کلاً به دو دسته الف- اصلی فنی و ب- اقتصادی تقسیم می‌شوند

طول پهنه (L)، بین مقادیر ۱٤۰۰۰- ۳۰۰۰ فوت (٤۲٦۸- ٦۱۰ متر) متغیر است ولی اکثراً بین ٦۰۰۰- ٤۰۰۰ فوت (۱۸۳۰- ۱۲۲۰ متر) در نظر گرفته می‌شود.

الف- عوامل اقتصادی

از دیدگاه اقتصادی با افزایش عرض پهنه تعداد پهنه‌های یک لایه کاهش می‌یابد. در نتیجه:

۱- هزینه‌های آماده سازی (احداث انتری) پهنه کاهش می‌یابد. مخصوصاً اگر از سیستم چند انتری استفاده شود.

۲- به خاطر جای‌گذاری لنگه‌های زنجیری کمتر، بازیابی افزایش می‌یابد.

۳- موجب افزایش تولید می‌گردد. ولی عرض پهنه نمی‌تواند از یک مقدار معین (۱۰۰۰ فوت یا ۳۰۰ متر) بیشتر باشد و زیرا افزایش عرض پهنه بیش از این مقدار تأثیر چندانی در افزایش تولید زغال ندارد.

٤- کاهش جابه‌جایی‌های کارگاه (تجهیزات کارگاه) و افزایش مقدار زغال قابل استخراج در هر جابجایی، حاصل می‌شود. ولی در این صورت زمان بیشتری صرف جابجایی تجهیزات بیشتر در فاصله دورتر خواهد شد.

۵- افزایش سرمایه نهایی مورد نیاز برای تجهیز هر کارگاه (به عنوان مثال در اثر افزایش تعداد سیستم-های نگهداری، سیستم ناو زنجیری بلندتر و قوی‌تر)

ب- عوامل فنی

عرض پهنه (در شرایط آمریکا) تا سقف ۱۰۰۰ فوت (۳۰۰متر) متغیر است. علاوه بر این‌که دسترسی به این میزان طول امکان‌پذیر است، دستیابی به تولید بالا نیز قابل دستیابی است. در حین ملاحظه عوامل فنی، نکات زیر باید مورد توجه قرار گیرد:

۱- عرض پهنه قبل از هر چیز با ساختار، استحکام و توان مورد نیاز ناو زنجیری محدود است.

۲- اگر چه امروزه نقش کنترل سقف بلاواسطه ناپایدار در تولید کمرنگ‌تر شده است ولی چنانچه از الگوی برش یک طرفه استفاده شود، زمان در معرض دید قرار گرفتن سقف افزایش می‌یابد و این امر موجب شکست‌های موضعی و ناپایداری می‌گردد. در نتیجه پیشروی سیستم نگهداری با مشکل مواجه خواهد شد و موجب کاهش تولید کلی شیفت می‌گردد.

۳- ملاحظات عملیاتی و مدیریتی در جبهه کار طولانی پهنه‌های عریض نقش مهمی دارد. برای نمونه: برای اینکه شیرر بتواند به طور نرمال به کار برش ادامه دهد باید خط جبهه کار، نگهداری قدرتی، و ناو زنجیری هر کدام در سه راستای مستقیم باشد. در صورتی‌که پهنه عریض باشد، این کار مشکل و زمان‌بر خواهد بود.

۵-۳- عرض نهایی گالری‌های پهنه

عرض گالری‌های پهنه W_P، بسته به تعداد آن‌ها بین ۳۵۰- ۱۰۰ فوت (۱۱۰- ۳۰ متر) متغیر است. در آمریکا معمولاً از سیستم‌های چند انتری استفاده می‌شود در حالی که در غرب از سیستم دوانتری و یا تک انتری استفاده به کار گرفته می‌شود. در مقررات آمریکا استفاده از حداقل سه انتری الزامی است. یک انتری برای عبور هوای تازه، یک انتری برای عبورهوای برگشتی از کارگاه و دیگری برای نوار نقاله و هوای خنثی مورد استفاده قرار می‌گیرد.

در روش پسرو با تولید بالا، سرعت آماده سازی باید متناسب با میزان تولید و سرعت پیشروی کارگاه باشد تا پیوستگی تولید دچار مشکل نشود. به همین خاطر در طراحی پهنه، تعداد انتری‌ها اهمیت بسزایی دارد که می‌بایست در نظر گرفته شود.

۵-٤- ابعاد لنگه‌های زنجیری

در سیستم سه انتری معمولاً از دو ردیف لنگه‌های مربعی (لنگه‌های زنجیری) استفاده می‌شود. با استفاده از رابطه زیر که کاربرد گسترده‌ای دارد، می‌توان ابعاد این لنگه‌ها را محاسبه کرد:

$$W_{pc} = \left\{ \frac{E_i}{E_c}, \frac{E_m}{E_c}, \frac{H_m}{H_c}, \frac{E_f}{E_c}, h, \sigma_c, d, W, \frac{H_i}{H_c}, W_o, \sigma_h \right\}$$

W_{PC}: عرض لنگه‌های مربعی

E_i، E_C ، E_m مدول یانگ سقف بلاواسطه زغال و سقف اصلی

H_i، H_C ، H_m ضخامت سقف بلاواسطه، لایه زغال، (یا ارتفاع برش) و سقف اصلی

h: عمق لایه

σ_C: حداقل مقاومت فشاری تک‌محوری برای لنگه زغال با ابعاد بحرانی

d: نصف طول پهنه

L، W طول و عرض پهنه

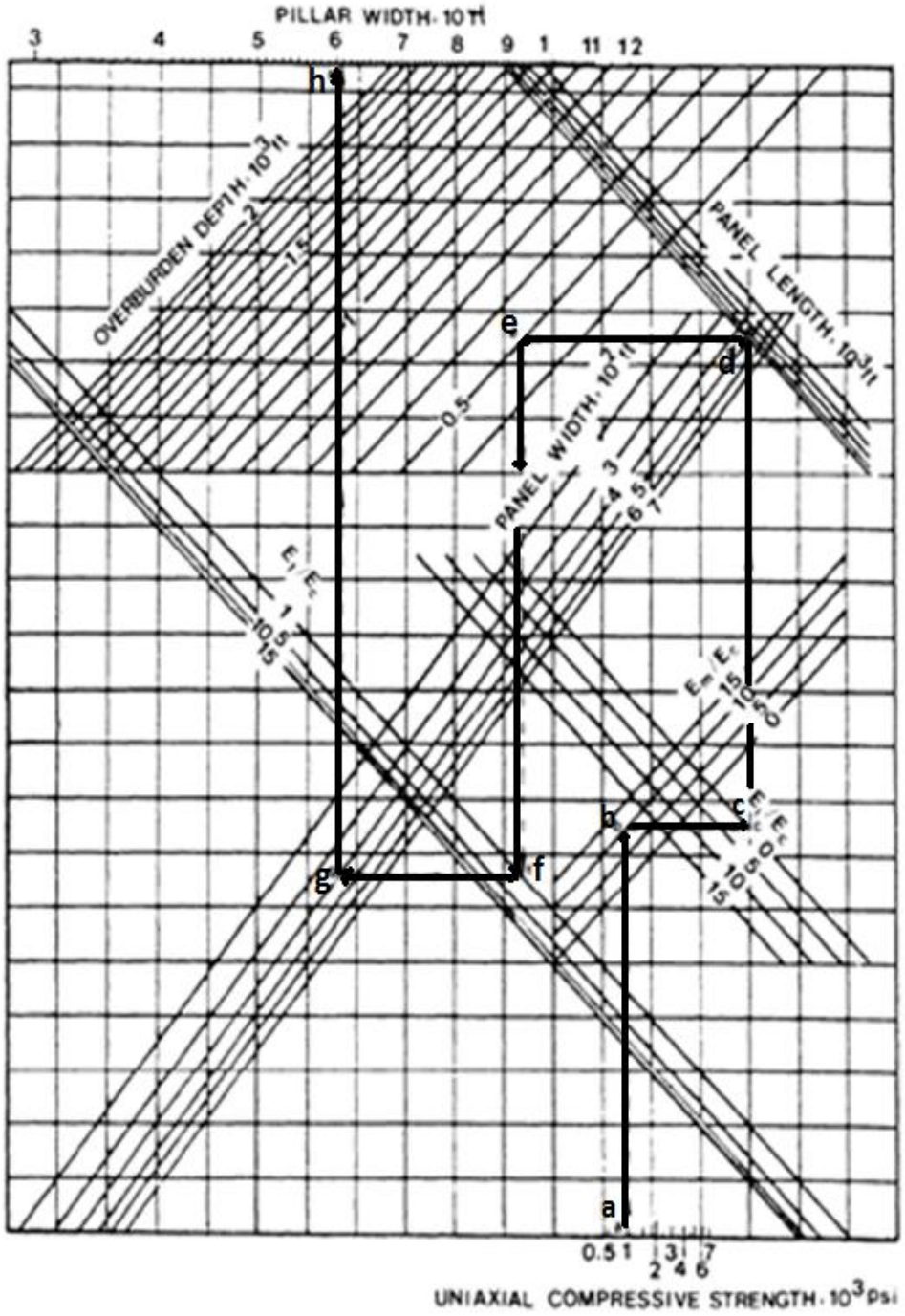
W_O عرض انتری

σ_h: تنش افقی برجا

این رابطه برای پهنه‌های زیر بحرانی و یا نیمه بحرانی استفاده می‌شود.

برای تشخیص پهنه‌های بحرانی و سوپربحرانی رابطه زیر برقرار است: $L = (1.2 \sim 1.4)\, h$

در شکل ۳ نموداری نشان داده شده است که با استفاده از روش المان محدود سه بعدی و اعتبارسنجی پارامتری رابطه بالا حاصل شده است.



شکل ۵- ۳- نمودار مربوط به تعیین ابعاد لنگه‌های زنجیری

مثال ۱- برای آشنایی با کاربرد این نمودار، با ادامه دادن مسیر خط‌چین *a-b-c-d-e-f-g-h* عرض لنگه برای شرایط زیر محاسبه می‌شود. مقدار W_{PC} با استفاده از نمودار فوق ٦١ فوت (٦/ ١٨ متر) بدست می‌آید:

$$\sigma_c = 1000 \text{ psi } (6.895 \text{ MPa}); E_m/E_c = 0; E_i/E_c = 0; L = 5000 \text{ ft } (1524 \text{ m}); h = 500 \text{ ft } (152 \text{ m}); E_f/E_c = 1; W = 400 \text{ ft } (122 \text{ m})$$

هنگامی‌که یک پهنه جدید بدون اطلاعات سقف طراحی می‌گردد، پیشنهاد می‌شود که مقادیر *Ei/Ec* و E_m/E_c و E_f/E_c کمتر از مقادیر ممکن در نظر گرفته شود. همچنین برای طراحی ایمن باید E_i/E_c و E_m/E_c را صفر در نظر گرفت و چون در معادله لگاریتمی فوق نسبت E_f/E_c نمی‌تواند صفر باشد، لذا مساوی یک در نظر گرفته می‌شود.

۵-۵- لنگه‌های حایل

به منظور حفاظت از گالری‌های انتهایی پهنه[1] و اتاق نصب[2]، (جایی است که در آغاز کار پهنه تجهیزات در آنجا نصب و راه‌اندازی می‌شود) لنگه‌هایی به عرض ۵۰۰- ۲۰۰ فوت (۱۵۰- ٦٠ متر) بسته به عمق لایه، بین اتاق نصب و گالری انتهائی جای‌گذاری می‌شود.

گاهی اوقات، اگر سیستم انتری بلیدر از مقاومت کافی برخوردار باشد، نیازی به لنگه‌های حایل نیست و اتاق نصب در کنار انتری بلیدر احداث می‌شود. همچنین یک لنگه حایل به عرض ۵۰۰- ۳۰۰ فوت (۱۵۰- ۹۰ متر) و گاهی کمتر از ۲۰۰ فوت (٦٠ متر) بین اتاق بازیابی[3] و راهروی اصلی جای‌گذاری می‌شود.

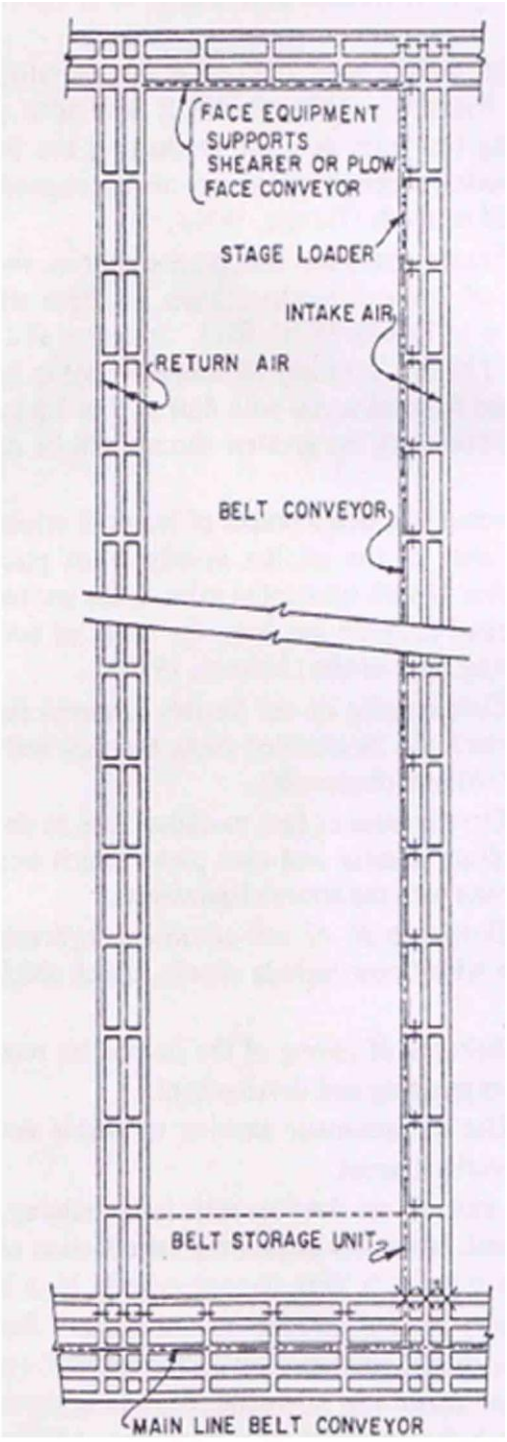
1- Bleeder Entry
2- Set up Room
3- Recovery Room

۵-٦- استخراج جبهه‌کار طولانی زغال

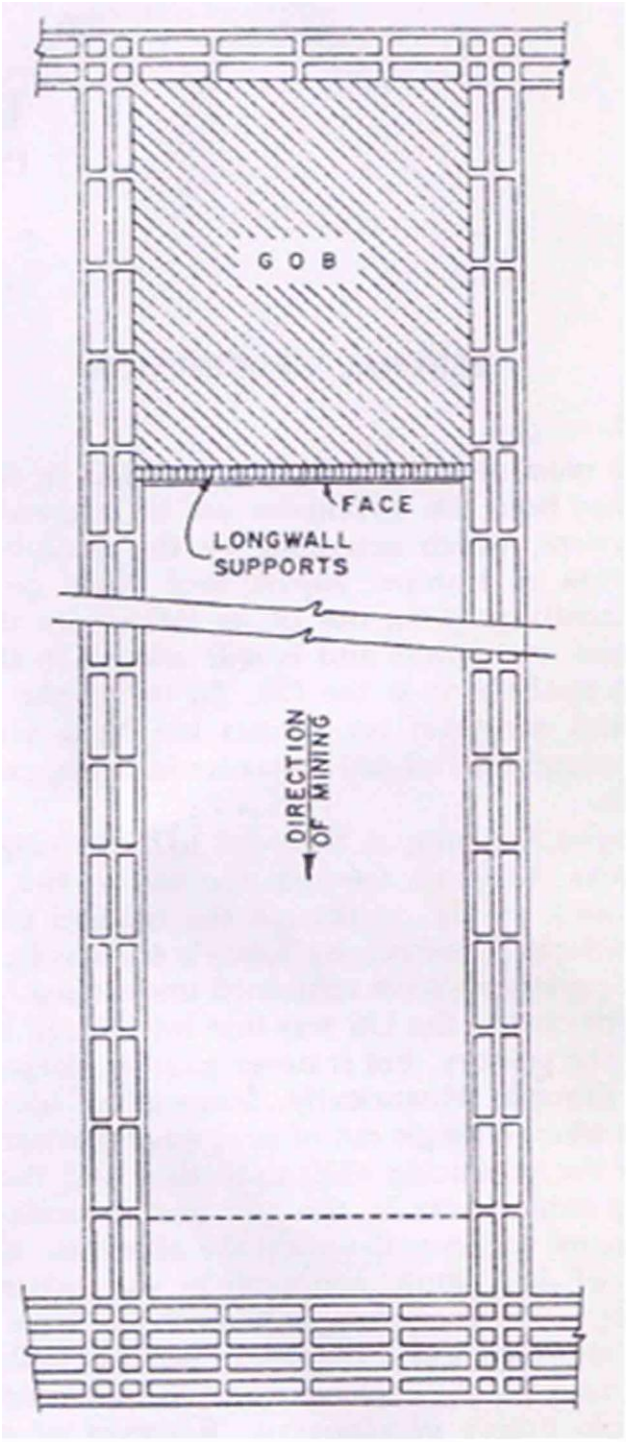
بعد از اینکه پانل[1] آماده‌سازی و تجهیزات جبهه‌کار طولانی نصب شد، استخراج شروع می‌شود(شکل ۵- ٤). زمانی که جبهه‌کار پیشروی می‌کند، لایه کمر بالا با جلو کشیدن سیستم نگهداری فرصت پیدا می‌کند که پشت واحدهای نگهداری تخریب شود.(شکل۵-۵). در مناطقی که، تخریب مجاز نبوده و یا امکان‌پذیر نباشد. ناحیه پشت نگهداری‌ها می‌تواند توسط باطله پر شود ولی این کار به علت هزینه‌های زیاد در بعضی از کشورها از جمله آمریکا مرسوم نیست.

به طور کلی استخراج جبهه‌کار طولانی زغال، در بلوک‌های با عرض ۷٦/۲ تا ۳٦۵ متر (۳۵۰ تا ۱۲۰۰ فوت) و طول ۳۰٤ تا ۱۸۲۹ متر (۱۰۰۰ تا ٦۰۰۰ فوت) آماده‌سازی می‌شود(شکل ۵-٦). ابعاد بلوک در حالت کلی به عمر تجهیزات، شرایط زمین شناسی، تجربیات معدن کاری قبلی بستگی دارد. در اکثر کشورها برای آماده‌سازی جبهه‌کار طولانی از ورودی‌های منفرد[2] و یا چندتایی به نام‌های ورودی یا مسیر اصلی و فرعی[3] استفاده می‌کنند (شکل۵-۷). در آمریکا بنابر محدودیت قانونی، برای جبهه‌کار طولانی می‌بایست از سیستم چند ورودی[4] اصلی و فرعی استفاده شود (شکل۵-٦). بلوک‌های جبهه‌کار طولانی به صورت معمول برای پانل‌های پیشرو بوسیله ماشین استخراج زغال پیوسته (کانتینیوس ماینر)[5] و برای پانل‌های پسرو بوسیله کانتینیوس ماینر و یا ماشین زغال‌بر (شیرر)[6] مخصوص جبهه‌کار طولانی آماده سازی می‌شوند.

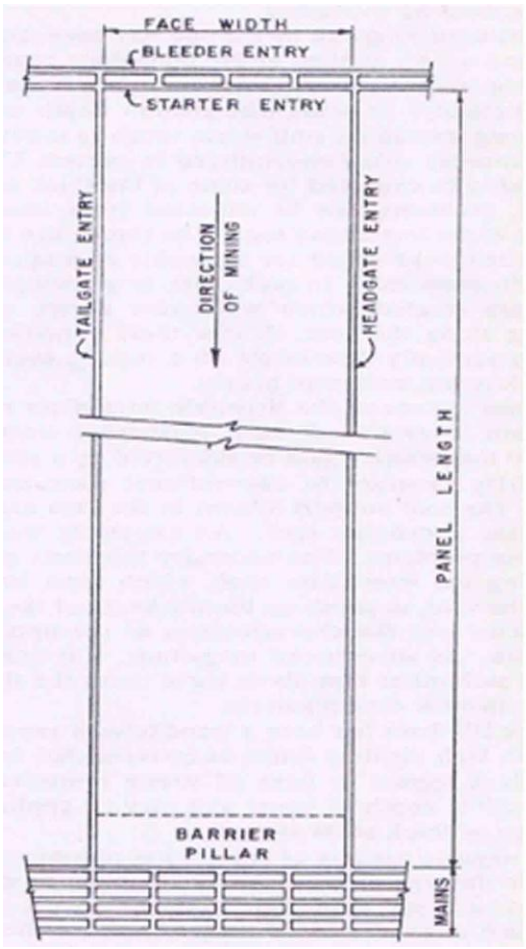
1- Panel
2- Single-Entry
3- head gate and tail gate
٤- multiple-entry Longwall shearer
۵-continuous miner
۶ Longwall shearer



شکل ۵– ٤– نمونه‌ای از پانل جبهه کار طولانی که برای استخراج آماده شده است.

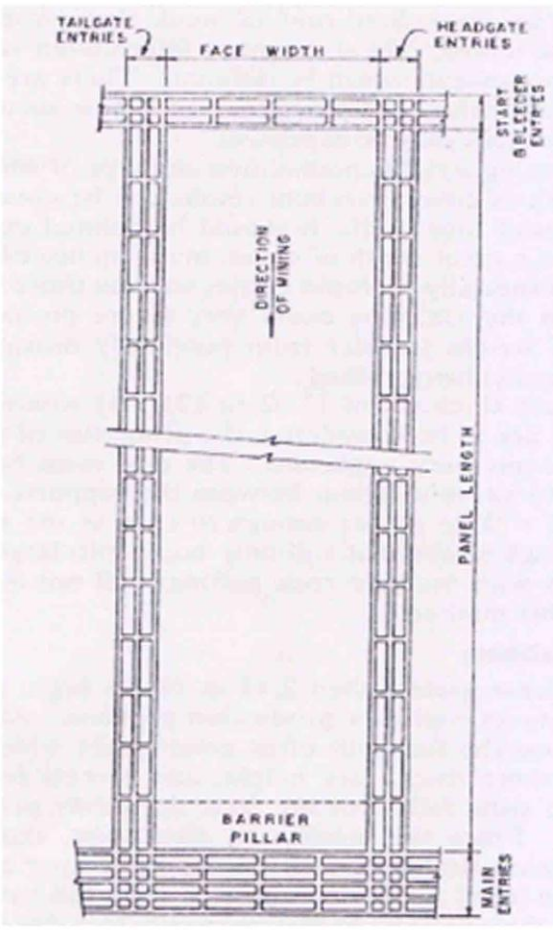


شکل ۵– ۵– نمونه‌ای از جبهه کار طولانی در حال استخراج



شکل ۵– ۷– نمونه‌ای از پانل جبهه کار

طولانی تک انتری



شکل ۵– ٦– نمونه‌ای از پانل جبهه کار

طولانی چند انتری

روش‌های استخراجی به طور معمول برای لایه‌های زغال تا ٤/٥٧ متر (۱۵ فوت) ضخامت شامل روش های پیشرو، پسرو، پیشرو – پسرو می‌باشد. انواع و ترکیبات این روش‌ها در ادامه بحث شده است. روش‌های استخراج در لایه‌های زغال با ضخامت بیش از ٤/٥٧ متر(۱۵ فوت) شامل برش‌های همزمان پس رو، تخریب از طبقات فرعی به صورت پسرو و یا روش ناهمزمان برش‌های متوالی به صورت پسرو _ پیشرو می‌باشد. اگرچه در حال حاضر هیچ گونه عملیات استخراج لایه‌های ضخیم در آمریکا در حال

اجرا نمی‌باشد ولی بعضی از این نوع عملیات در مرحله طراحی و برنامه‌ریزی می‌باشد. در صورتی که این کار در بسیاری از معادن اروپا و ژاپن سال‌ها است که در حال اجرا و انجام عملیات می‌باشند.

۵-۷- استخراج جبهه‌کار طولانی دیگر مواد معدنی

استخراج دیگر مواد معدنی به روش جبهه‌کار طولانی شامل پتاس و سنگ آهن در اروپا؛ مس، اورانیوم و ترونا در آمریکا؛ و طلا در آفریقای جنوبی می‌باشد. به کارگیری این روش برای استخراج بعضی از این مواد اغلب بسیار ساده بوده به طوری که عملیات استخراج فقط با استفاده از ستون‌های اصطکاکی و یا کلاهک و انفجار در طول جبهه‌کار طولانی و استفاده از اسلاشر و یا اسکریپر برای حمل صورت می‌گیرد. در استخراج بعضی دیگر از مواد معدنی از تجهیزات بسیار مدرن و بزرگ استفاده می شود. یکی از این نوع معادن ، معدن ترونای شیمیایی متحد واقع در گرین ریور در ایالت وایومینگ می باشد.

برای اغلب این نوع ذخایر، آماده‌سازی و استخراج مشابه معادن زغال است. تفاوت عمده در سختی و ساینده‌گی مواد معدنی مذکور می‌باشد. هر چند که هزینه‌های تعمیر و تعویض تجهیزات در این نوع معادن بسیار بیشتر از معادن زغال است، ولی مزایای حاصل از درصد بازیابی بالا، ایمنی و نیاز کمتر به نیروی کار ماهر هزینه‌های اضافی را پوشش می‌دهد.

۵-۸- شرایط و محدودیت‌های معمول موجود در طراحی جبهه‌کار طولانی

فاکتورهای زیر که مربوط به استخراج به روش جبهه‌کار طولانی می‌باشد بایستی قبل از آماده‌سازی و انتخاب تجهیزات مورد توجه قرار بگیرند:

۱-ابعاد کانسار[۱] ۲-ضخامت کانسار[۲] ۳- شیب کانسار[۳] ٤- روباره و کمر بالای بلافاصله[٤] ٥- باریکه باریکه شدن جبهه‌کار[٥] ٦-پتانسیل انفجار سنگ[٦] ۷- پایداری نگهداری[۷] ۸- کمربالای مصنوعی[۸] ۹- نشست سطح[۹] ۱۰- مقررات و بازیابی[۱۰] ۱۱- نیروی انسانی[۱۱] ۱۲- تهویه[۱۲] ۱۳- آب ١٤- جابه جایی مواد[۱۳] ۱٥- خود سوزی[۱٤]

٥-۸-۱- ابعاد کانسار

ابعاد کانساری که در استخراج جبهه کار طولانی در نظر گرفته می‌شود باید به اندازه کافی بزرگ باشد تا بتواند هزینه‌های آماده‌سازی و تجهیزات مربوطه را جبران نماید. در آمریکا ابعاد کانسار ۲۸۳ هکتار (۷۰۰ جریب فرنگی) و یا بیشتر می‌باشد. در مواردی که بتوان چندین پانل جبهه کار طولانی را در کنار هم ایجاد نمود امکان موفقیت عملیات بیشتر خواهد بود. در چنین مواردی شرایط تخریب یکنواخت و پیوسته ای حاصل می‌شود و لذا فاصله تخریب و مقدار نشست با دقت قابل قبولی می‌تواند پیش بینی شود.

٥-۸-۲- ضخامت کانسار

ضخامت کانسارهایی که بتواند بوسیله روش جبهه کار طولانی به صورت موفقیت‌آمیز استخراج شوند از ٦۱/ ۰متر (۲فوت) تا بیشتر از ٦۱ متر (۲۰۰ فوت) می‌باشد. متداول‌ترین ضخامت برای هر روش استخراج عبارت است از: برای استخراج یک برشی این ضخامت از ۱/۲۲ متر تا ٤/٥۷ متر (٤ تا ۱٥

[۱] deposit size
[۲] Deposit thickness
[۳] Deposit dip
[٤] Overburden and immediate roof
[٥] Face Slabbing
[٦] rock burst potential
[۷] Support stability
[۸] Artificial roof
[۹] Surface subsidence
[۱۰] Regulations and recovery
[۱۱] manpower
[۱۲] ventilation
[۱۳] Materials handling
[۱٤] Spontaneous combustion

فوت) ؛ برای استخراج چند برشی ٤/٥٧ تا ٩/١٤ متر (١٥ تا ٣٠ فوت) ؛ تخریب طبقات فرعی ٩/١٤ تا ٦١ متر (٣٠ تا ٢٠٠ فوت) و یا بیشتر متغیر می‌باشد.

٥-٨-٣- شیب کانسار

کانسارهایی وجود دارند که با شیب ٧٠ درجه هم با این روش استخراج شده‌اند. متداول ترین شیب برای روش استخراج جبهه کار طولانی بدون نیاز به اصلاح اساسی تجهیزات بین ٠ تا ١٥ درجه می‌باشد. تحت شرایط خاصی لایه‌های عمودی در آلمان, اسپانیا و اسکاتلند با این روش استخراج شده‌اند.

٥-٨-٤- روباره و یا کمر بالای بلافاصله

تخریب مناسب کمر بالای بلافاصله و یا زغال از جنبه‌های مهم استخراج جبهه کار طولانی می‌باشد و لذا موضوع قابلیت تخریب بایستی در مراحل اولیه برنامه ریزی و طراحی بررسی شود و خواص و ویژگی‌های طبقات موجود در بالای لایه استخراجی ارزیابی و شناسایی شود. در مورد تخریب طبقات فرعی ویژگی‌های تخریب خود زغال نیز اهمیت پیدا می‌کند. وجود ماسه سنگ و سنگ آهک یکپارچه در بالای لایه‌های استخراجی می‌تواند تأثیر قابل توجهی به بار وارده بر سیستم نگهداری بگذارد و این نیز می‌تواند طراحی طول کارگاه را تحت تأثیر قرار دهد. به نظر می‌رسد که جبهه کار طولانی در اعماق زیاد بهتر کار کرده ولی عملیات موفقی نیز در اعماق کم تجربه شده است. مطالعات برای اجرای این روش در اعماق بسیار کم یعنی روباره کمتر از ٦١ متر در حال انجام می‌باشد لذا نوع کمربالای اصلی و بلافاصله و همچنین ضخامت روباره برروی این روش اثرگذار می‌باشد. در شرایط ایده آل لازم است کمربالای بلافاصله به دنبال حرکت سیستم نگهداری بلافاصله تخریب شده و دراثر افزایش حجم پشت کارگاه را پر نماید. در جبهه کار طولانی مکانیزه در اروپا بکارگیری این روش در شرایط کمر بالای بلافاصله نسبتاً ضعیف شیلی و شیل‌های ماسه ای که به راحتی می‌شکنند صورت می‌گیرد. در بسیاری

موارد کمربالای بلافاصله مورد انتظار و مناسب برای بکارگیری جبهه کار طولانی طبقاتی مشابه روش اتاق و پایه که بتوان آنها را با استفاده از راک بولت نگهداری کرد می‌باشد.در لایه‌های بسیار ضخیم درمواردی که روش تخریبی مورد استفاده قرار می‌گیرد خواص خود زغال نیز اهمیت پیدا می‌کند. در این مورد زغال بایستی به اندازه کافی مقاوم باشد تا از بین سیستم‌های نگهداری ریزش نکرده و یا ناپایداری در جبهه کار مشاهده نشود درعین حال زغال بایستی به اندازه کافی شکننده باشد تا با جلو کشیدن نگهداری شکسته و تخریب شود.لایه‌هایی که در قطعات بسیار بزرگ می‌شکنند و یا لایه‌هایی که دارای لیچه هستند برای بکارگیری این روش مناسب نخواهند بود زیرا لیچه باعث جلوگیری از تخریب می‌شود.

۵-۸-۵- باریکه باریکه شدن

در ضخامت‌های بزرگتر از ۲/٤٤ متر (۸ فوت) پدیده باریکه باریکه شدن یک مسئله ایمنی و نیز یک مسئله تولیدی است. فشارهای پایه ای جلویی اغلب اسلب‌هایی با ضخامت یک فوت یا بیشتر و با ارتفاع کارگاه و با طول چندین فوت تشکیل می‌دهند. هنگامیکه این اسلب‌ها فرو بریزند، مشکلات ایمنی بدیهی خواهد بود. باریکه باریکه شدن از نقطه نظر تولیدی باعث ایجاد مسائل تعمیر و نگهداری سیستم حمل و نقل جبهه کار[1] و سیستم نگهداری می‌شود. در بسیاری موارد وقتی اسلب‌ها به پشت شیرر می‌افتند، باید به صورت دستی به ابعاد قابل حمل شکسته شوند. اخیراً برخی معادن برای این منظور دستگاه‌هایی برای شکست قطعات در پشت شیرر تعبیه می‌کنند. در تلاش برای کاهش باریکه باریکه شدن از بولت چوبی یا رزینی در سطح جبهه‌کار استفاده می‌کنند. نصب بولت معمولاً با استفاده از یک دستگاه چالزنی حلزونی که برروی سیستم نگهداری در جبهه کار در فواصل ۲۵ تا ٤۰ فوت نصب

[1] Face Conveyor

می‌شود انجام می‌گردد. در هر ۲ یا ۳ برش، یک طرح پره ای با سه چال به عمق ۳۰ یا ٤۰ فوت در جبهه کار حفر می‌شود و سپس بولت‌ها و رزین در آن تعبیه می‌شوند. یکی دیگر از روش‌های ایجاد چال‌های پره ای حفر فقط یک چال در هر برش است. در جبهه کارهایی که باریکه باریکه شدن شدت بیشتری دارد گروهی از معدن کاران بطور منظم و به صورت دستی حفر چال و نصب بولت را انجام می‌دهند.

سیستم‌های نگهداری جدید برای ضخامت‌های بیش از ۸ فوت قطعات مکانیکی و هیدرولیکی اضافی دارند که بخشی از هر گوه یا شیلد هستند(شکل۵-۸). بعد از برش‌های شیرر، آنها درمقابل جبهه کار برای نگهداری باریکه‌ها[1] باز شده و بر سطح جبهه‌کار تکیه می‌دهند وقتی‌که شیرر برش بعدی را ایجاد می‌کند آنگاه برای جلوگیری از برخورد با آن جمع می‌شوند. در حال حاضر این روش‌ها مشکلات باریکه باریکه شدن را تحت کنترل دارند هر چند این مسئله هنوز به طور کامل حل نشده است.

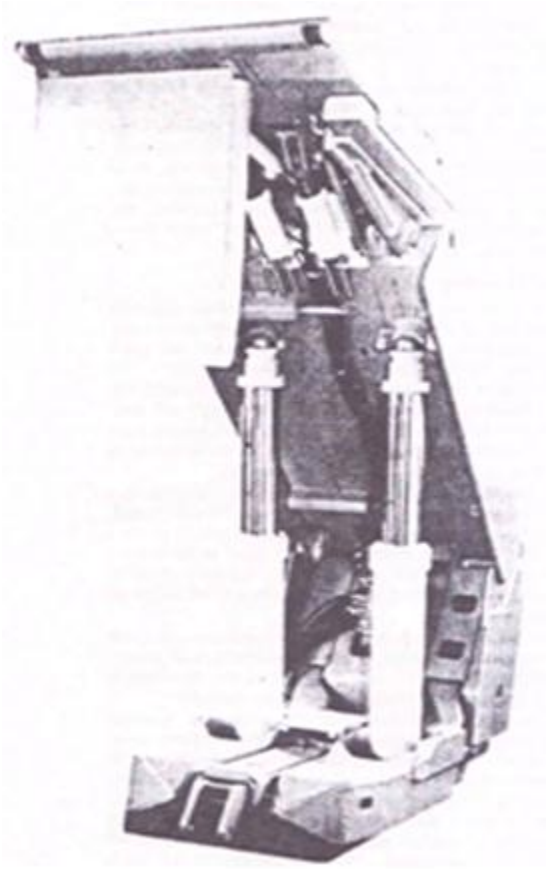
روش دیگر استفاده از شیب طبیعی لایه است اگر شیب کارگاه رو به پائین باشد، دراین حالت نیروی گرانش باریکه‌ها را در محل نگه می‌دارد یا در بهترین حالت آن را بیشتر به سمت پائین جبهه کار می‌لغزاند تا بالای جبهه کار.

۵-۸-٦- پتانسیل انفجار سنگ

هنگامی‌که معدن زغال سنگ عمیق تر شود، خطر انفجار سنگ بیشتر خواهد شد. این مشکلی است که در سنگ‌های سخت عمیق و در برخی معادن زغال سنگ برای سالیان سال رایج بوده است. با افزایش عمق معادن با این مشکل بیشتر سروکار خواهیم داشت. این پدیده اساساً ناشی از خواص مکانیکی فیزیکی توده سنگ و همچنین ساختار زمین شناسی و تکتونیکی منطقه معدنکاری است. علی رغم پیشرفت‌های مکانیک سنگ و علم استخراج معدن، این خطر هنوز بطور کامل و آن طور که باید، بررسی

1. Slabs

و کنترل نشده است. تحقیق و بررسی داده‌ها سه روش اصلی برای اکتشاف و جلوگیری از انفجار سنگ تعریف کرده است: روش‌های پیشگیری کننده، پیش بینی خطر انفجار سنگ، روش‌های ایجاد انفجار کنترل شده یا کاهش فشار آن.



شکل ۵- ۸- سیستم نگهدار فروماتیک با ارتفاع ٤/٥ متر با قطعه اضافی جهت کنترل اسلب

روش‌های پیشگیری کننده[1]: براساس تحقیق‌ها و بررسی‌های اولیه در کشورهای صاحب صنایع معدنی پیشرفته هم در دیگر جاها، مشخص شده که اعمال و تدابیر معینی پتانسیل انفجار سنگ را کاهش داده یا از آن جلوگیری خواهند کرد که عبارتند از:

پیش برنامه ریزی[2]: لازم است در مرحله برنامه ریزی قبل از استخراج جهت تنش‌های اصلی حداکثر و حداقل تعیین و در توسعه و آماده‌سازی معدن از این داده‌ها استفاده شود.

1. Preventive measures
2. Per-Planning

ترتیب استخراج: در این مورد باید در مناطق چند لایه ای ابتدا لایه‌های بالاتر استخراج شوند و در صورت لزوم از خاکریز هیدرولیکی استفاده شود. در بعضی موارد ممکن است لازم باشد لنگه‌های حائل بزرگتری برجای گذاشت که در نتیجه درصد بازیابی را کاهش می‌دهد یا به صورت هیدرولیکی پانل‌های مجاور را هم باید پر کرد. ترتیب مراحل آماده‌سازی هر معدن خاص باید آنالیز شود بطوریکه استخراج از یک قسمت باعث افزایش تنش وارده بر دیگر مناطق نشود.

تشخیص[1]:روش‌های پیش بینی انفجار سنگ بطور کلی می‌تواند به توانایی ما در پیش بینی زلزله شبیه باشد یعنی همانقدر که نمی‌توانیم زمان وقوع زلزله را پیش بینی کنیم زمان انفجار سنگ نیز نامعلوم است. در استخراج معدن، روش‌های موجود به دو دسته روش‌های ژئوفیزیکی و مشاهدات زیرزمینی تقسیم می‌شوند. درحال حاضر روش‌های ژئوفیزیکی در آمریکا و دیگر کشورها برای شناسایی مناطق با فشار بالا استفاده می‌شوند. بعد از اینکه این مناطق شناسایی شدند، می‌توان روش‌های تنش‌زدایی را بکار گرفت یا پرسنل را به بیرون از آن منطقه هدایت کرد تا انفجار صورت بگیرد.

روش‌های زیرزمینی شامل مشاهدات سطح کارگاه استخراج برای انفجارهای کوچک و فرکانس آنها، استفاده از گمانه با قطر کم برای ثبت تغییرشکل و تغییرات تنش یا روش‌های ساده ای مانند استفاده از یک تیر چوبی کوچک برای اندازه گیری همگرایی می‌شود. همه این روش‌ها نشانه‌هایی درباره افزایش تنش به دست می‌دهند، اما برای اینکه قادر باشیم به دقت محل و زمان دقیق انفجار را پیش بینی کنیم، نیاز به تحقیق و پژوهش‌های بسیار وسیع است.

جلوگیری از انفجار سنگ:از آنجا که پیش بینی دقیق زمان انفجار سنگ ممکن نیست، گسترش روش‌های رهاسازی انرژی یا تخفیف و تعدیل دادن تنش قبل از آنکه آنها به نیروی مخرب تبدیل شوند

3. detection

ضرورت می‌یابد. برای سال‌های طولانی در سنگ‌های سخت انفجار در آخر شیفت‌ها در مناطق با فشار بالا معمول بوده است. با آتش کاری و انفجار همه چال‌های انفجاری بطور تقریباً همزمان، در حالیکه همه افراد خارج از معدن هستند، تنش توسط این انفجارهای کوچک کاهش می‌یابد. در سال‌های اخیر، این روش‌ها به معادن زغال سنگ عمیق نیز بسط داده شده است.

روش‌های دیگر شامل حفر چال‌های تنش زدایی در ستون‌ها یا بلوک‌های اصلی زغال سنگ در حال استخراج و درصورت لزوم استفاده از آتش باری همزمان می‌شود. در برخی موارد برای کاهش اصطکاک بین مرز لایه‌ها آب تزریق می‌شود تا سطوح لایه بندی روان شوند و بدین وسیله لایه‌ها به جای شکستن، روی هم می‌لغزند.

به طور کلی همه این روش‌ها باید در طی مرحله طراحی ساخت معادن عمیق، مطالعه شوند. به علاوه نیاز جدی به تحقیق بیشتر برای پیش بینی و جلوگیری انفجار سنگ وجود دارد.

۵-۸-۷- پایداری نگهداری

در لایه‌های ضخیم تر از ۸ فوت، موضوع پایداری خود نگهداری نیز باید مورد توجه قرار گیرد. با افزایش ضخامت لایه استخراجی، حرکت جانبی بین سقف و کف نیز افزایش می‌یابد. در استخراج از طبقات فرعی، جابه جایی جانبی تا ۲ فوت یا بیشتر، رایج و متداول است.

مشکل پایداری را می‌توان تاحدی با افزودن وزن واحدهای نگهداری هنگام استخراج لایه‌های ضخیم تر برطرف کرد. اما اگر لایه با ضخامت بیش از ۱۵ فوت بخواهد استخراج شود برای سیستم نگهداری طراحی خاص دیگری لازم است.

۵-۸-۸- کمربالای مصنوعی

در استخراج لایه‌های ضخیم به صورت برش‌های همزمان یا ناهمزمان، و در مواردی که لازم است از کمربالای مصنوعی استفاده شود، بکارگیری روش‌ها و مصالح جدید برای این جای گذاری ضروری خواهد بود. روش‌هایی که در حال حاضر در ژاپن و دیگر مناطق جهان استفاده می‌شود از لحاظ مصالح و تأخیر در تولید بسیار پرهزینه است. مواردی که به نظر می‌رسد دارای بیشترین پتانسیل هستند، عبارتنداز: لیچه و ناخالصی داخلی زغال، زغال سنگ یا مواد تخریب تحکیم یافته در کمر بالا برای لایه‌های پائین تر. در اینجا ضرورت برای تحقیق بیشتر برای تعیین زمان مطلوب مورد نیاز برای تحکیم مواد تخریبی و همچنین تعیین نوع مواد افزودنی لازم وجود دارد. این مواد باید به کف اولین برش اضافه شوند تا سرعت و شدت تحکیم افزایش یابد.

۵-۸-۹- نشست

در بسیاری از مناطق زغال خیز غرب، نشست و جلوگیری و کنترل آن اهمیت زیادی دارد. جلوگیری از نشست، صرف نظر از مشکلات اجرایی روش، به شدت پرهزینه خواهد بود مگر اینکه بتوان هزینه را با استفاده از احیای باطله کارخانه زغال شوئی و حمل آن به زیرزمین جبران کرد. هر دو روش‌های هیدرولیکی و پنوماتیکی، بسته به نوع مواد مورد استفاده موفقیت آمیز هستند. مزیت دیگر پر کردن کارگاه، کاهش پتانسیل خود سوزی است.

اگر وقوع نشست مجاز باشد، طراحی بلند مدت و برنامه ریزی با جزئیات برای کنترل آن ضروری خواهد بود. در آلمان استدلال می‌شود که نشست کنترل شده می‌تواند با کمترین اختلال و آسیب به سفره آب زیرزمینی و سازه‌های سطحی در بالای لایه اعمال شود. مشکل بالقوه درمورد نشست کنترل شده در آمریکا اجبار بکارگیری ورودی‌های اصلی و فرعی چند دهانه است. لزوم این ورودی‌ها و لنگه‌ها مربوط

به آنها نه تنها از لحاظ نشست کنترل شده بلکه از لحاظ تأثیر آنها بر توزیع بار در جبهه‌کار و ورودی‌های سرویس، بطور بالقوه مشکلاتی ایجاد می‌کند.

۵-۸-۱۰- مقررات و بازیابی

به طور کلی، مقررات فعلی تأثیر یکسانی بر استخراج معدن جبهه کار طولانی و اتاق وپایه اعم از استخراج پیوسته یا معمولی دارد. مضرات مقررات فعلی لزوم بکارگیری ورودی‌های اصلی و فرعی چندگانه است.

بیشتر سیستم‌های جبهه کار طولانی در اروپا و ژاپن با یک انتری اصلی و فرعی کار می‌کنند. در بسیاری مواقع یک سیستم تک انتری از لحاظ ایمنی، اقتصادی، بازدهی جبهه کار طولانی و بازیابی بهتر از سیستم چند انتری است. از لحاظ بازیابی، هم در استخراج لایه‌های ضخیم و هم نازک، سیستم تک انتری بسیار بهتر است.

از لحاظ ایمنی، ثابت شده که فرکانس حوادث برای استخراج معدن اتاق و پایه پیوسته بیشتر از جبهه کار طولانی است. حذف ورودی‌های اضافی و انتری‌های پشتی، زمان در معرض دید قرار گرفتن سقف و دیواره‌ها را کاهش داده و این نیز کاهش کلی حوادث‌ها را نتیجه می‌دهد. همچنین کنترل مثبت تهویه، با استفاده از سیستم تک انتری بهبود می‌یابد از این رو انباشتگی متان و غبار در طول جبهه کار کاهش می‌یابد.

توافق عمومی‌این است که این روش برای بیشترین بازیابی در زمین‌های متوسط تا زمین‌های ضعیف مناسب‌تر است. عاملی که بیشترین تأثیر را در بازیابی روش جبهه‌کار طولانی دارد، طرح آماده‌سازی آن است. مزایای طرح‌های خاص بعداً مورد بحث قرار می‌گیرد.

۵-۸-۱۱- نیروی انسانی

از آنجا که روش استخراج جبهه‌کار طولانی به مرور در بعضی از کشورها از جمله دیگر در آمریکا مقبولیت بیشتری می‌یابد لزوم آموزش و بازآموزی این روش استخراج به معدنکاران وجود خواهد داشت. همانگونه که قبلاً در برخی عملیات تجربه شده، دعوت و استخدام معدنکاران جبهه‌کار طولانی از کشورهای دیگر برای شروع و آموزش عملیات اولیه ضرورت دارد. در برخی عملیات پذیرش این امر از سوی معدنکاران عالی و درنتیجه تولید بالا و ایمنی خوب بوده است. در برخی دیگر از عملیات، پذیرش ضعیف بوده است بطوریکه در بعضی موارد تجهیزات برچیده شده‌اند. بدیهی است که عدم موفقیت در این موارد صرفاً به دلیل پذیرش ضعیف معدنکاران نبوده ولی بهرحال این امر عامل مهمی‌می‌باشد.

در هر روش جدید، باید برای آموزش بخشی از اپراتورها و کارگزاران کوشش شود تا معدنکاران قانع شوند که سیستم جدید ایمن و قابل اطمینان است. بطورکلی، تعداد معدنکاران ماهر لازم برای عملیات جبهه‌کار طولانی کمتر از تعداد لازم برای استخراج اطاق و پایه پیوسته و معمولی است. از بین سیستم‌های بحث شده، روش تخریب طبقات فرعی به بیشترین تعداد معدنکاران ماهر نیاز دارد. به عنوان مثال نیروی انسانی لازم که برای عملیات استخراج یک لایه ضخیم چند برشی برآورد شده، ۲۰۸ نفر در چهار شیفت در هر روز است (جدول۵- ۱). این برآورد برای یک عملیات چند برشی غیرهمرمان است که به سه انتری ورودی و خروجی نیاز دارد، انجام گرفته است.

جدول ۵- ۱- نیروی انسانی لازم برای استخراج یک لایه ضخیم به روش چند برشی

Longwall operation	44
Longwall development	48
General	71
Maintenance	10
Supervision	35
Total	208

۵-۸-۱۲- تهویه

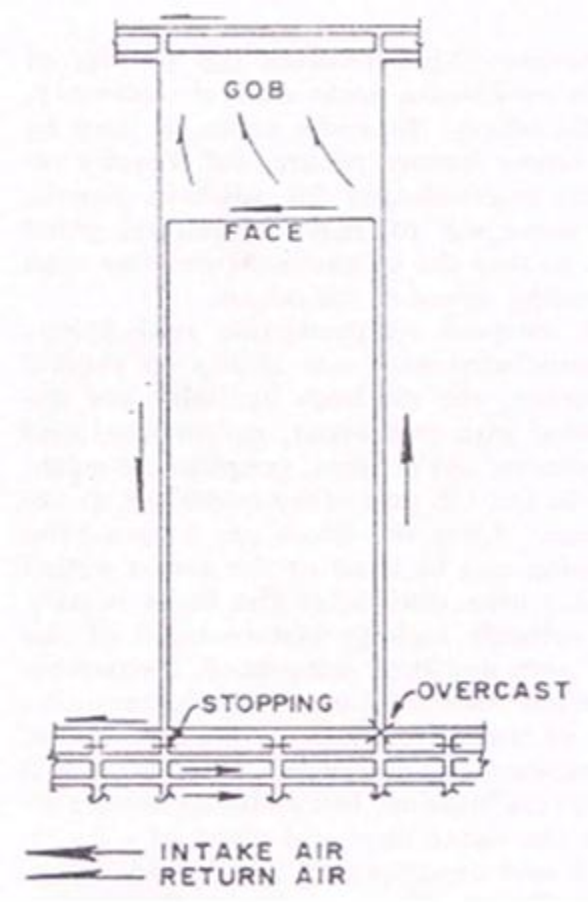
تهویه در جبهه کارهای طولانی در بیشتر موارد نسبت به سیستم‌های اتاق و پایه پیچیدگی کمتری دارد. همانطور که در شکل ۵-۹ اشاره شده، هوای ورودی در یک سیستم پسرو از مسیر اصلی بالا رفته و از مسیرفرعی باز می‌گردد. درجایی که سیستم بلیدر[1] لازم باشد مقداری هوای تمیز در نزدیکی مسیر فرعی و مقداری هوا از طریق نشت از میان سیستم نگهداری انشعاب می‌یابند. در انتهای جبهه‌کار در طرف راهرو فرعی مقدار بیشتری هوا منشعب و به طرف بلیدر حرکت می‌کند. جبهه کار طولانی پیشرو هم چنین از ورودی‌های اصلی برای ورود هوا استفاده می‌کنند. در طرف راهرو فرعی بایستی پیش‌بینی لازم جهت عبور هوا از میان دیوار خاکریز بطرف بلیدر اندیشیده شود.

در همه موارد، ماشین آلات معدنی به اسپری آب جهت فرونشانی غبار مجهز شده‌اند. وقتی روش تخریب طبقات فرعی مورد استفاده قرار گیرد، تعبیه تعدادی اسپری در پشت سیستم‌های نگهداری برای فرونشاندن غباری که در ناو زنجیری عقبی ایجاد می‌شود، ضروری است. روش‌های دیگر کنترل غبار شامل تزریق آب و بخار است. تزریق آب با فشار کم در داخل لایه، بیشترین قابلیت اجرا را در اروپا دارد. گمانه‌های بلند ۵۰ تا ۲۰۰ فوتی از انتری‌ها به جبهه کار حفر می‌شوند. گمانه‌ها معمولاً در یک الگوی پره مانند در فواصل هر ۳۰ تا ۵۰ فوتی درطول انتری‌های حمل و نقل و تهویه حفر می‌شوند. آب یا آب نمک در فشار تقریباً $۱۵۰psi$ و در مدت چندین روز تزریق می‌شوند. بهترین نتایج هنگامی‌به دست می‌آید که تزریق چندین هفته در پیشاپیش استخراج انجام شود.

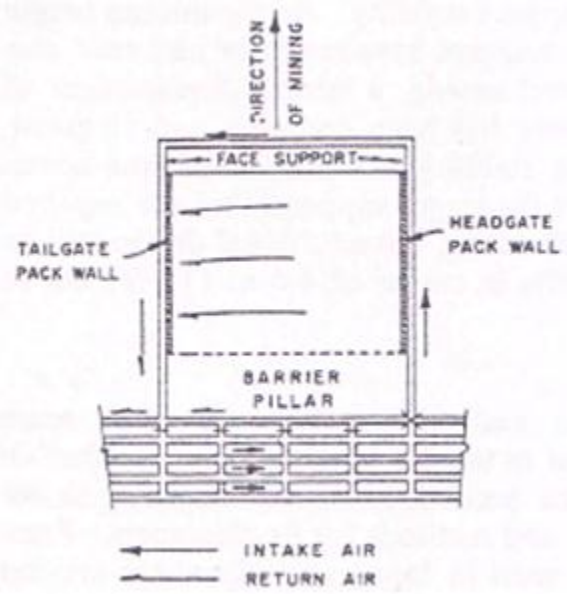
فرونشانی غبار با استفاده از بخار آب در انگلیس و مناطق محدودی از آمریکا در نقاط انتقال ناو و نوار و در ماشین‌های استخراج پیوسته در معادن اورانیوم، با موفقیت به کار رفته است. این روش کمتر از سیستم‌های معمولی به آب نیاز دارد و در کنترل گرد و غبار بویژه در ابعاد میکرونی مؤثرتر است.

1. Bleeder

زهکشی متان به روش‌های متعددی انجام می‌گیرد. اولین روش از طریق تهویه هوای نرمال است که جبهه کار و قسمت تخریب را از متان می‌زداید. ورودی‌های بلیدر برای روش جبهه کار پس رو و همچنین مسیر فرعی همراه با تدابیر لازم به منظور تهویه قسمت تخریب، برای جبهه کار پیشرو استفاده می‌شود. اگر لایه به شدت پرگاز باشد ممکن است لازم باشد که لایه زغال به همراه لایه‌هایی که در بالا و زیر آن قرار گرفته اند پیش از استخراج تخلیه گاز شوند. این کار می‌تواند بوسیله حفر گمانه و مجهز کردن آنها به پمپ‌های خلاء با یک سیستم جمع آوری شبکه لوله ای انجام شود. در بعضی موارد، اگر گاز کمیت و کیفیت کافی داشته باشد ممکن است در تأسیسات سطحی به عنوان سوخت استفاده شود.



شکل ۵- ۹- سیستم تهویه جبهه کار طولانی پسرو



شکل ۵- ۱۰ سیستم تهویه جبهه کار طولانی پیشرو

۵-۸-۱۳- آب

منابع احتمالی آب باید در مراحل اولیه طراحی شناسایی و تعیین شوند. سفره آب در بالا و پائین لایه از لحاظ مقدار و فشار باید شناسایی شود. همچنین از لحاظ زیست محیطی شکست و تخریب سفره‌های آب زیر زمینی ممکن است موجب لغو مجوز معدن کاری در اراضی دولتی شود.

تجربه اخیر شرکت الاید کمیکال[۱] در جبهه کار بلند کانسار ترونا در نزدیکی رودخانه گرین در ایالت *WLY* می‌تواند بعنوان یک نمونه جالب برای بیشتر لایه‌های زغال سنگ غرب آمریکا مورد توجه قرار گیرد. وقتی جبهه کار به مقدار پیشروی تقریباً ۲۲۹ متر (۷۵۰ فوت) رسید، شکاف‌هائی در کف و در پشت جبهه کار ظاهر و گسترش یافت. شکاف‌ها به طبقات لایه پائینی رسیدند و آب گرفتگی اتفاق افتاد و فقط بعد از پمپاژ اضطراری، جبهه‌کار طولانی قادر به ادامه کار شد. جریان آب با افزایش فشار در قسمت تخریب به تدریج کاهش یافت.

۱Allied Chemical

۵-۸-۱٤- جابه جایی مواد

استخراج جبهه‌کار طولانی در مقایسه با اتاق و پایه پیوسته یا معمولی مستلزم ظرفیت حمل و نقل زغال سنگ بیشتری است. سیستم حمل و نقل زغال سنگ باید برای حداکثر میزان بارگیری از جبهه کار تا سطح زمین طراحی شود. به نظر می‌رسد که تنها سیستم با ظرفیت حمل ونقل پیوسته با ظرفیت بالا نوار نقاله خواهد بود. البته ریل نیز ممکن است به دلیل دارا بودن گنجایش انبار نمائی زغال در موارد اضطراری مورد توجه قرار گیرد. در برخی عملیات از ترکیب دو روش حمل و نقل نواری و ریلی استفاده می‌شود.

انتقال مواد و افراد موضوعی است که در کشورهای خارجی از پیش طراحی و بر نامه‌ریزی و آماده‌سازی زیادی برخوردار است. در برخی عملیات بالابرهای با سرعت بالا، ریل و نوارهای نقاله برای جابه جایی افراد بکار می‌برند. مواد و مصالح بوسیله ریل و مونوریل جابه جا می‌شوند. این سیستم‌ها بسیار کارآمد هستند و باید در آماده‌سازی عملیات جبهه‌کار طولانی مورد توجه قرار بگیرند.

در آمریکا هزاران نفر ساعت به علت حمل و نقل نادرست افراد، مواد و تجهیزات از بین می‌روند. جابه‌جایی تجهیزات جبهه کار طولانی یکی دیگر از موضوعاتی است که نیاز به تحقیق و توسعه بیشتری دارد. سیستم‌های استفاده شده در اروپا جابه‌جایی تجهیزات جبهه کار طولانی را در یک سوم زمانی که در حال حاضر در دیگر کشورها صرف می‌شود انجام می‌دهد. سورتمه‌های ویژه‌ای برای انتقال و حرکت قطعات تجهیزات و ماشین‌آلات با توجه به شرایط خاص آن کارگاه بکار برده می‌شوند. آماده‌سازی و تأمین چنین تجهیزاتی برای بهبود جابه‌جایی جبهه کار طولانی در کشور آمریکا نیز می‌بایست از چنین الگویی پیروی کرده و باید برای هر بخش عملیات طراحی شود. زمان لازم برای انتقال تجهیزات در اروپا یک سوم زمان لازم در آمریکاست.

۵-۸-۱۵- خود سوزی

مشکل خود سوزی هرچند که منحصر به روش جبهه‌کار طولانی نبوده ولی در این روش یک مشکل جدی می‌باشد. برای روش‌هایی که می‌بایست قسمتی از زغال بالایی و یا میانی برای سقف مصنوعی باقی گذاشته شوند، ضروری است که امکانات کنترل پیوسته میزان مونواکسید کربن در قسمت تخریب فراهم شود. در بسیاری موارد، لازم است که در پشت نگهداری‌ها برای خیس شدن مواد تخریب، محلول‌های آب نمک و یا آب گچ افشانده شود. روش دیگری برای جلوگیری از خود سوزی، استفاده از قالب‌ها، بلوک‌های گچ و ماسه برای پرکردن می‌باشد.

اختلاف نظر بسیاری بین متخصصین معدن درباره کارایی سیستم بلیدر[۱] که مقداری هوای تمیز را در عرض قسمت تخریب حرکت می‌دهد وجود دارد. بعضی از کارشناسان و دانشمندان اینطور فکر می‌کنند که هوای تمیز اکسیژن لازم برای خود سوزی را فراهم آورده پس باید حذف شود در صورتی که برخی دیگر اعتقاد دارند که هوا در عرض قسمت تخریب حرکت می‌کند و فاکتور خنک کننده که برای جلوگیری از خود سوزی مورد نیاز است را تأمین می‌کند.

۵-۹- تشریح تفصیلی

در این بخش روش‌هایی که در قسمت‌های پیش ذکر شد را با انواع گزینه‌ها و ترکیبات گوناگون بحث خواهیم نمود. لازم است دوباره یادآوری شود که انتخاب یک روش استخراج به شرایط و نیازهای تولید یک معدن خاص و یا نیازهای بخش خاصی از یک معدن در یک زمان مشخص بستگی دارد.

[۱] Bleeder system

۵-۹-۱- جبهه‌کار طولانی پسرو با ورودی‌های منفرد[1]

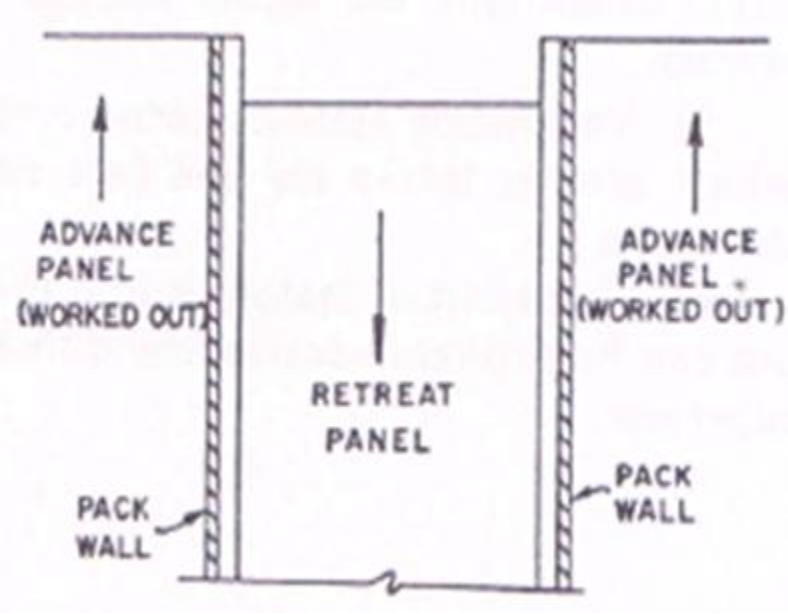
حداقل ٦ طرح پایه‌ای برای طرح کلی این روش استخراج بصورت پسرو در گردهمایی ام سی تی اس/ کام[2] در اکتبر ۱۹٦۸ پیشنهاد شد. این طرح‌های پایه‌ای با مزایا و معایبشان هنوز کاملاً معتبر بوده و لذا بیشتر بخش‌های آن بدون تغییر ارائه می‌شود.

۵-۹-۲- استخراج تلفیقی متناوب[3] (پسرو_ پیشرو)

از منظر توسعه و آماده‌سازی، روش پسرو با جبهه‌کار متناوب (شکل ۵-۱۱) ساده‌ترین نوع از روش‌های موجود است. مشکلی که از پانل[4] پس‌رو ناشی می‌شود این است که اگر جبهه‌کارهای پیشرو در هر طرف نتوانند با لنگه‌های حائل نگهداری شوند و یا در شرایطی که تمایل به کار با لنگه‌های حائل وجود نداشته باشد، دیواره‌های خاکریز در دو طرف ورودی اصلی[5] و ورودی فرعی[6] ساخته می‌شود. در این شرایط، به نیروی کار بیشتری نیاز است تا دیواره‌های خاکریز را برداشته و در قسمت دیگر منطقه تخریب[7]، ناو زنجیری جایگزین نمایند.

در صورتی‌که جبهه‌کارهای پیشرو را بتوان توسط لنگه حائل از همدیگر جدا کرد و یا اگر بتوان با چیدن جرزهای چوبی و یا احداث دیواره‌های خاکریز نگهداری راهروها را تامین کرد آنوقت بین جبهه‌کارهای پیشرو می‌توان جبهه‌کار پسرو را با کمترین مشکل و یا بدون هر گونه مشکلی استخراج نمود. هرچند این روش از نظر آماده‌سازی مشکلی ندارد ولی از نظر کنترل طبقه و نگهداری بیشترین مسئله را ایجاد می‌کند.

1. Retreat Single Life
2. MCTS/COMM
3. Alternate Face Finger
4. Panel
5. Head Gate
6. Tail Gate
1. Gob



شکل ۵- ۱۱- روش جبهه کارهای مرکب پیشرو، پسرو

مزایای این روش عبارتند از:

۱- کارهای آماده‌سازی قبلاً اجرا شده و در نتیجه در نیروی کار و تجهیزات، صرفه جویی می‌شود. سرویس‌های مختلف نیز بلافاصله در دسترس خواهد بود.

۲- سیستم عملیات جبهه‌کار احتمالاً شبیه جبهه‌کار پیشرو خواهد بود. بنابراین مشکلات برنامه‌ریزی و سازمان‌دهی کمتر خواهد بود. تجهیزاتی که امتحان شده و مشخص شده‌اند که با خاکریز دیواره پیشرو نا سازگارند، احتمالاً در جبهه‌کارهای پس رو نیز موفقیت آمیز نبوده و بنابراین، زمان و پول برای امتحان تجهیزاتی که نامناسب هستند تلف نمی‌شود.

۳- سیستم، استخراج و بازیابی ۱۰۰٪ را ارائه می‌دهد که این امکان، برای پانل‌های پلکانی پیشرو مجاور[1] امکان‌پذیر نمی‌باشد.

معایب این روش عبارتند از:

2. adjacent stepped advancing panels

۱- طرح پانل و پیلارها به تناسب جبهه‌کار پیشرو طراحی شده و ممکن است برای جبهه‌کار پسرو کاملاً مناسب نباشد. همچنین مسیر راهروها نیز معمولاً به تناسب نیازهای جبهه‌کار پیشرو ساخته شده و ممکن است در مسیر، نگهداری‌های راهروها اجازه پاک سازی ایمن، تخلیه آسان و پیشروی جبهه‌کار پسرو را ندهد.

۲- وردودی‌های پانل[۱] شاهرگ حیاتی هر سیستم استخراجی جبهه‌کار طولانی می‌باشد. استخراج پانل پسرو بدون انجام عملیات تعمیرات این تونل‌ها مناسب نمی‌باشد.

۳- پرهیز و دوری از زمین گسل خورده و بد و نامناسب در هنگام کار با پانل پسرو بسیار مشکل خواهد بود مخصوصاً اگر طول پانل ۲۷٤/۳ متر (۹۰۰ فوت) و یا بیشتر باشد.

۵-۹-۳- پسرو منفرد[۲]

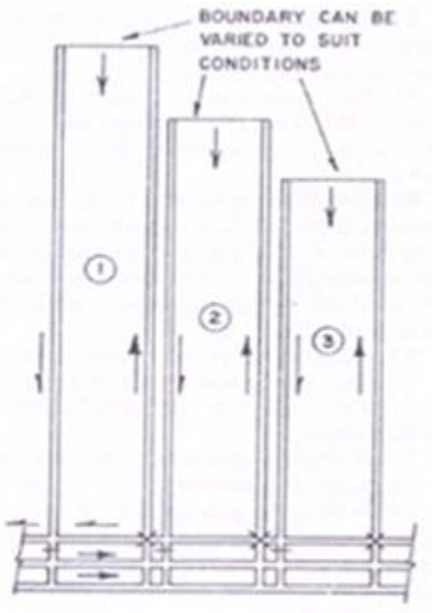
طرح این روش (در جائی‌که کارهای آماده‌سازی پانل انجام شده باشد.) که ساده‌ترین روش استخراج پسرو می‌باشد، شامل حفر دو دهانه ورودی و یک خط جبهه‌کار از مسیر اصلی می‌باشد که در شکل ۵-۱۲ نشان داده شده است. در شرایطی که میزان انتشار گاز زیاد نباشد تقریباً قابل قبول ترین سیستم و طرح در روش استخراج پس‌رو است.

مزایای این روش عبارتند از:

۱- سطح کوچکی از زغال که در روش‌های دیگر باید به جای گذاشته شود، در این روش می‌تواند آماده‌سازی شده و برای استخراج طراحی شود بطوریکه تأثیر آن روی تولید حداقل باشد. لازم به ذکر است که در اروپا و ژاپن استخراج بلوک‌های زغال بسیار کوچکتر از آن اندازه‌ای است که در آمریکا برای بهره‌وری از ذخیره، اقتصادی در نظر گرفته می‌شود، متداول است.

---

۱ gate roadways
۲ Unit Retreat



شکل ۵- ۱۲- روش پسرو منفرد

۲- طول ورودی‌های اصلی و فرعی ممکن است با توجه به وجود منابع(نیروی کار و مواد مورد نیاز) و موقعیت جایگزینی جبهه‌کار[1] تغییر نمایند.

۳- ملزومات تهویه در این روش ساده شده و در صورتی که کار در پانلی تمام شده باشد دیگر پوشش تهویه مورد نیاز نخواهد بود.

٤- در صورتی که آماده‌سازی و یا تولید با مشکل مواجه شود، این مشکل را می‌توان با باز نمودن زودتر جبهه‌کار جدید حل نمود ولی این کار ممکن است باعث از دست رفتن مقداری از ذخیره شود.

۵- زمانی که یک جبهه ایزوله در نظر گرفته شود، ورودی اصلی معمولاً می‌تواند به گونه‌ای طراحی شود که بیشترین حفاظت را داشته باشد.

٦- در این روش خطر خودسوزی تقریباً به حداقل رسیده است.

معایب این روش عبارتند از:

[1] face replacement position

۱- این سیستم به علت اینکه جبهه‌کار می‌تواند فقط در یک جهت حرکت نماید (پسروی نماید) تا حدی انعطاف ناپذیر می‌باشد.

۲- سیستم معمولاً برای شرایطی که میزان انتشار گاز متان بالاست و جبهه‌کار از عمق پسروی مینماید غیر قابل قبول می‌باشد (در آمریکا که گالری‌های بلیدر استفاده می‌شود، این مشکل تا اندازه ای حل شده است.)

۳- در مواردی که پانل‌های طولانی‌تر آماده‌سازی شده‌اند تهویه آنها مشکل‌تر شده و تا زمانی که آماده‌سازی تنها از انتهای ورودی‌های اصلی انجام می‌شود، این عملیات بسیار زمان‌بر خواهد بود.

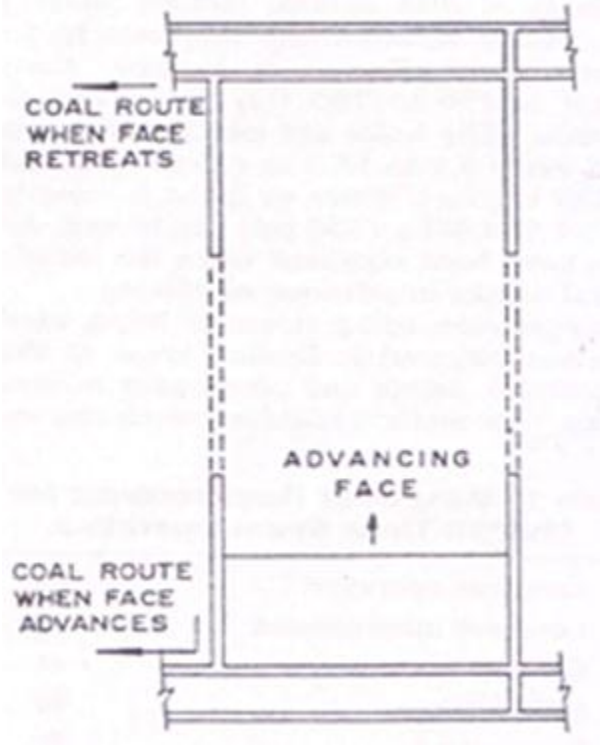
۵-۹-٤- پسرو تأخیری

در بسیاری موارد یک پانل زغال قبلاً توسط گالریهای آماده‌سازی موازی هم باز شده است و علیرغم این‌که تمایل به استخراج پسرو وجود دارد تقاضا برای شروع زودتر تولید این فرصت را نمی‌دهد که عملیات آماده‌سازی سیستم پسرو به موقع کامل شود. لذا روش تاخیری (شکل ۵- ۱۳) اجازه خواهد داد زمانی که جبهه‌کار پیشرو از یک سمت تونل اصلی در حال آماده‌سازی و استخراج می‌باشد پیشروی‌های گالری‌های آماده‌سازی از طرف دیگر تونل اصلی شروع و زمانی که دو سینه‌کار گالری بهم می رسند، جبهه‌کار تبدیل به پسرو می‌شود.

مزایای این روش عبارتند از:

۱- ورودی‌های آماده‌سازی نسبت به ملزومات تولید زیاد حساس نیستند.

۲- ورودی‌ها می‌توانند از هر دو طرف شروع شوند. این نکته کمک قابل ملاحظه‌ای در لایه‌های نازک‌تر مخصوصاً در بریتانیا می‌باشند. در حال حاضر، دستیابی به نرخ آماده‌سازی بیشتر از ۱۸/۳ تا ۲۲/۹ متر (٦۰ تا ۷۵ فوت) در هفته دشوار می‌باشد.



شکل ۵- ۱۳- روش پسرو تأخیری

۳- این روش انعطاف پذیری بالاتری را ارائه می‌دهد، در شرایطی که عمر پانل کوتاه باشد، واحد می‌تواند در صورت تمایل به عنوان جبهه پیشرو عمل نماید.

٤- راهرو برگشتی جبهه‌کار پیشرو در صورت نیاز می‌بایست برای گالری‌های تهویه (بلیدر) کاملاً مناسب باشد.

۵-قبل از اتصال ورودی‌ها می‌بایست به نشانه‌های فشار پایه‌ای جلویی در ورودی‌های در حال پیشروی دقت کرد.

معایب این روش عبارت اند از:

۱- دو خط اصلی سیستم حمل زغال و دو خط سیستم حمل مواد مورد نیاز است. اگر این شکل از آماده‌سازی در یک معدن طراحی شود، لازم خواهد بود که هر دو سیستم پشتیبانی و نگهداری شود و این مسأله می‌تواند هزینه بر باشد.

۲- راهروهای جبهه‌کار پیشرو می‌بایست باز نگاه داشته شوند. در صورتی جبهه‌کار به پسرو تغییر پیدا کرد باز بودن این مسیرها مخصوصاً ورودی هوای تمیز دیگر نیاز نمی‌باشد. در صورتی که این تغییر روش در سال‌های آخر عمر پانل صورت گیرد، هزینه قابل توجهی برای تعمیرات و نگهداری مسیر ورودی ممکن است تحمیل شود.

۳- وقتی که جبهه‌کار به عنوان جبهه‌کار طولانی پیشرو شروع به تولید می‌کند، ممکن است تغییر روش به پسرو بیهوده به نظر برسد. بنابراین ایجاد بعضی از ورودی‌های پسرو بی ثمر خواهد بود، مخصوصاً اگر جبهه‌کار پیشرو از موفقیت قابل توجهی بهره‌مند باشند.

٤- بعید است که اصطبل[1] در جبهه‌کار پیشرو حذف شوند. در صورتی که ترتیب و توالی عملیات جبهه‌کار مشخص شود اصلاح آنها وقتی به پس رو تغییر روش داده شود، دشوار خواهد بود .

۵- در صورتی که جبهه‌کارها تمایل به ایجاد بارگذاری اولیه بالا داشته باشند، گالری‌های پیشرو می‌بایست این فشارها تحمل نمایند در صورتی که این تاثیر در سیستم پسرو واقعی بسیار کمتر خواهد بود.

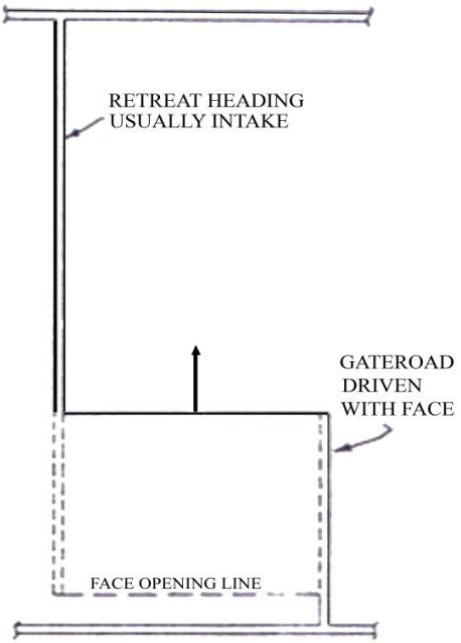
۵-۹-۵- سیستم z

در بریتانیا این روش در معادنی استفاده می‌شود که از روش جبهه‌کار طولانی پسرو برای اولین بار استفاده می‌کنند. در ضمن این روش ممکن است برای معادنی در امریکا که به روش جبهه‌کار طولانی تغییر می‌یابند مفید باشد.

در این سیستم راهروهای ورودی اصلی[2] لازم است که قبل از شروع جبهه‌کار حفر شود. ولی ورودی فرعی به همراه جبهه‌کار شکل می‌گیرد. این روش همچنین به عنوان یک روش پیشرو ورودی فرعی نیز

1. Stable
2. Maine gate headings

شناخته می‌شود. معمولاً تونل اصلی زمانی که ورودی فرعی همراه جبهه در حال حفر است به عنوان ورودی پسرو حفر می‌شود. این کار به حذف مشکلات ناپایداری در زمین‌های ضعیف کمک کرده و می‌تواند یک مسیر خروجی مطلوب هوای کثیف را فرآهم آورد. (شکل ۵- ١٤).



شکل ۵- ١٤- روش سیستم (Z)

مزایای این روش عبارت اند از:

۱- زمان آماده‌سازی تقریباً ۵۰٪ کم شده و به تجهیزات آماده‌سازی این امکان را می‌دهد که در آماده‌سازی پانل‌های دیگر جبهه‌کار طولانی بکار گرفته شوند و یا در راستای تولید مطلوب‌تر از آن‌ها استفاده می‌شود.

۲- نصب آزمایشی سیستم نگهداری در راهرو پیشرو می‌تواند اجرا شود(بولت‌ها ، منقلی[1] و قاب فولادی تسلیم پذیر[2]) . این امر می‌تواند در انتخاب نگهداری ورودی سیستم پسرو بسیار مفید باشد.

1. Cribs
2. yieldable steel sets

۳- می‌تواند کاهش قابل توجهی در میزان باطله‌برداری در شرایطی که آماده‌سازی اصلی لایه بوسیله تقاطع بزرگ انجام می‌شود، بوجود آورد.

٤- این روش میزان تهویه مورد نیاز را در شرایطی که قسمت برگشتی منطقه تخریب جبهه‌کار نیاز به پاک‌سازی داشته باشد را تامین می‌کند.

۵- تجهیزات حمل و نقل قبل از شروع جبهه‌کار طولانی نصب شده و تست می‌شوند.

معایب این روش عبارتند از:

۱- پیشروی ورودی‌ها یک فاکتور محدودکننده در یک جبهه‌کاری درحال پیشروی سریع است. درجایی که از یک راهرو موجود استفاده می‌شود، ممکن است در جابه‌جایی محموله خاکریزی سنگ چینی دشواری‌هایی پدید آید.

۲- هزینه قابل توجهی در حفر و باز نگهداشتن راهرو پیش‌روی، صرف می‌شود. اگر از راهرو دوباره استفاده نشود این سرمایه از دست می‌رود.

۳- سیستم اصلی تأمین تدارکات به قسمت سینه‌کارهای پیشروی، اغلب بطور کامل از تدارکات رسانی به راهروی پیشروی همزمان متفاوت است. این موضوع همچنین می‌تواند در نصب و راه اندازی و جمع‌آوری تجهیزات مشکلاتی به وجود آورد.

۵-۱۰- انتخاب تجهیزات استخراج

۵-۱۰-۱- انتخاب ماشین برش

دو ماشین شیرر و رنده عمده ترین ماشین‌های برش هستند که در این روش به کار گرفته می‌شود. مهم‌ترین عواملی که در انتخاب ماشین برش مؤثر است: ارتفاع برش، شرایط لایه، مقاومت زغال در برابر برش، مقاومت چسبندگی لایه زغال با سقف.

با وجود اینکه شیرر به طور عمومی در امریکا استفاده می شود (حدود ٪۹۵)، همچنان ماشین رنده نیز به کار می رود (٪۵). اغلب لایه‌هایی که با استفاده از رنده استخراج می‌شود ضخامت آن ها کمتر از ۵۰ اینچ (۱/۲۷ متر) می‌باشد.

پارامترهای مهم در انتخاب شیرر ها عبارتند از: نوع ماشین، ابعاد ماشین، سرعت جابجایی و حرکت و توان مصرفی.

۵-۱۰-۲- انواع شیرر:

تا به امروز سه نوع شیرر در جبهه کارهای امریکا مورد استفاده قرار گرفته است:

۱- دوطبلکه با بازوی قابل تنظیم *DERS*

۲- یک طبلکه با بازوی قابل تنظیم *SERS*

۳- یک طبلکه با بازوی ثابت *SEFS*

در آمریکا نوع ۱ بیشتر در لایه هایی با ضخامت ۱۵۶-۵۸ اینچ (۳/۹۶ -۱/۴۷ متر) استفاده شده است. تنها دو واحد از نوع ۲ در استخراج پیوسته جبهه کار طولانی با ارتفاع برش بیش از ۶۰ اینچ (۱/۵۲ متر) به کار گرفته شده است. دو واحد از نوع ۳ در استخراج پیوسته لایه‌ای با ۴۸ اینچ (۱/۲۳ متر) به کار رفته است. در سال ۱۹۶۸ در دولایه نازک به ضخامت ۵۴-۵۰ اینچ (۱/۳۷-۱/۲۷ متر)، دو واحد از نوع قدیمی همین دستگاه که با کابل جابجا می‌شد، استفاده شده است.

هنگامی که ضخامت لایه از ۶۰ اینچ (۱/۵۲ متر) تجاوز کند نوع دو *DERS* به طرز موفقیت‌آمیزی استفاده می‌شود. زیرا این دستگاه می تواند تمام ضخامت لایه را در یک رفت و برگشت استخراج کند، در نتیجه برای دستیابی به تولید بالا، پیشروی سریع جبهه کار و کاهش زمان در معرض دید قرار گرفتن سقف، گزینه مناسبی است.

به تازگی نوع خاصی از شیررها (*in-web*) امکان استخراج لایه های نازک را فراهم کرده است. این ماشین بر روی کف کارگاه و در امتداد ناو زنجیری در جلوی آن حرکت می‌کند. طبلک جلویی زغال را استخراج می‌کند و فضایی برای عبور بدنه ماشین ایجاد می‌کند.

دو الگو برای برش زغال وجود دارد:

الف- برش یک طرفه

ب- برش دو طرفه

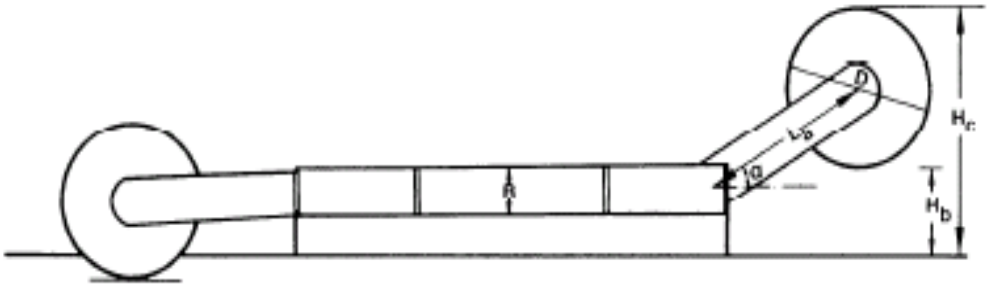
الگوی برش یک طرفه در امریکا پذیرش بیشتری دارد زیرا اپراتور شیرر و شیلدها کمتر در معرض گرد و غبار قرار می‌گیرند. اگرچه با پیشرفت هایی که در زمینه اتوماسیون و کنترل از راه دور صورت گرفته، اپراتورها می‌توانند در جایی که محل ورود هوای تازه به داخل کارگاه است، استقرار یابند و به دور از این دو منبع گرد و غبار، هدایت امور را در دست گیرند. بنابراین برای افزایش تولید و کاهش زمان در معرض دید قرار گرفتن سقف بدون نگهداری، الگوی برش دوطرفه مناسب‌تر است.

معمولاً در برش یک طرفه، وقتی شیرر از انتری تهویه به سمت انتری حمل و نقل جابجا می شود، طبلک جلویی (یا بالایی) بلند می شود و برش زغال را انجام می دهد و طبلک زیرین در برش کف آزادی عمل دارد که مقدار آن بسته به ارتفاع لایه متفاوت خواهد بود.در روش دو طرفه (*Bi-di*) در هر دو جهت حرکت شیرر یک برش زغال گرفته می شود.بایستی توجه داشت که در این روش در هر سفر برای برگشت شیرر لازم است تا دو عمل انتهای جبهه کار (*face end operation*) انجام گیرد.در صورتیکه در روش یک‌طرفه فقط یک عمل انتهای کارگاهی در حین بر گشت شیرر در طرف انتری تهویه نیاز است.حتی در بعضی موارد بسته به روش انتخابی نیازی به عملیات برگشتی نمی‌باشد.

۵-۱۰-۳- ابعاد شیرر

شیررها دارای ابعاد، توان و مدل های متفاوت هستند که تابع شرکت سازنده است. برای انتخاب شیرر، ابتدا ارتفاع استخراج (ضخامت لایه یا برش) Hc تعیین می‌شود. سپس ابعاد شیرر مناسب تعیین می شود. این ابعاد قطر طبلک D، ارتفاع بدنه Hb، طول بازوLa، عمق بدنه B و زاویه چرخش بازو نسبت به کف کارگاه α، را شامل می شود. رابطه میان این پارامترها به این ترتیب است:

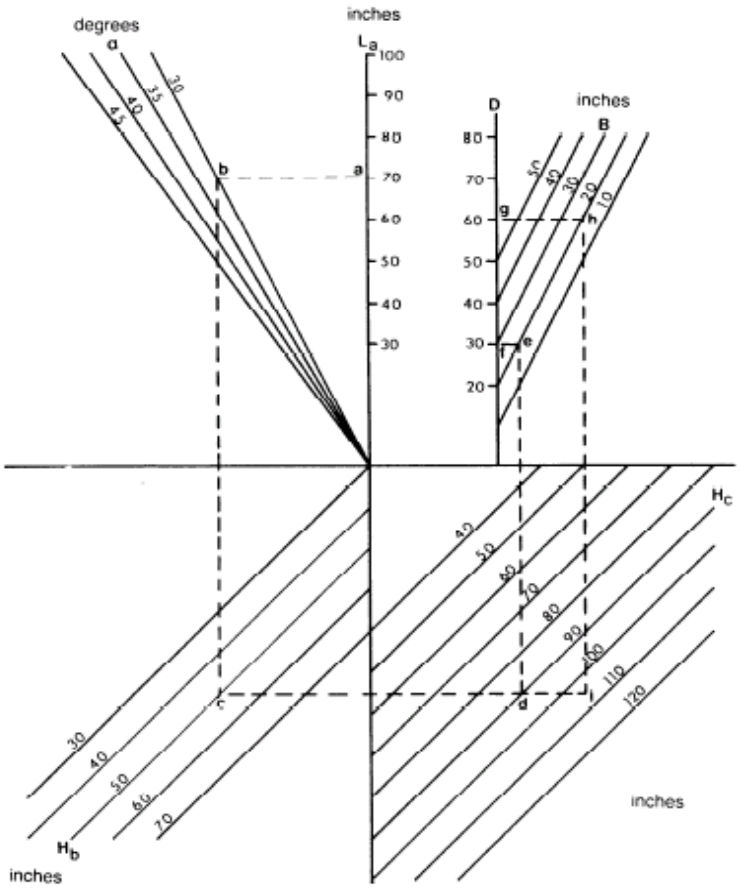
$$H_C = H_b - \frac{B}{2} + L_a \sin\alpha + \frac{D}{2} \qquad ۱-۵$$



شکل ۵- ۱۵- اجزاء ماشین زغال‌بر برای تعیین ابعاد شیرر و ضخامت استخراج

نمودار زیر رابطه میان این پارامترها را نمایش می‌دهد.

بر اساس این نمودار، حداکثر ضخامت لایه (ارتفاع برش) برای شیرر نوع *DERS* نباید بیشتر از ۲برابر قطر طبلک باشد.



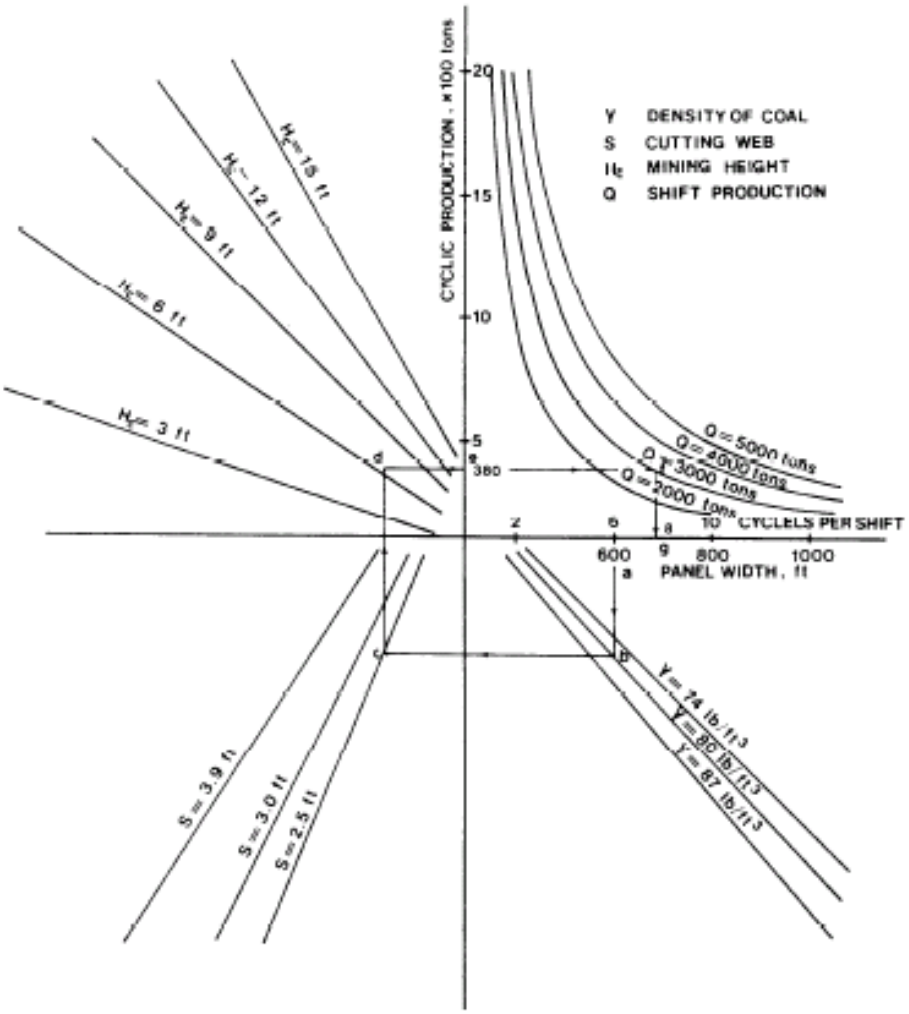
شکل ۵– ۱۷– نمودار تعیین ابعاد شیرر و ضخامت استخراج

مثال. با استفاده از نمودار بالا، در شرایط زیر ابعاد شیرر را بدست آورید.

$H_c = 90$ in. (2.29 m); $H_b = 50$ in. (1270 mm); $B = 20$ in. (508 mm); $L_a = 70$ in. (1778 mm), $\alpha = 30°$

با استفاده از نمودار و پیگیری خط چین *a.b.c.d.e.f* ، قطر طبلک (D) ۳۰ اینچ (۷۶۲ میلی‌متر) بدست می‌آید.

در عمل برای کاهش مقاومت باربری طبلک و افزایش کارایی حمل و نقل، قطر طبلک را بیش از مقدار حداقل در نظر می‌گیرند. معمولاً قطر طبلک ٪۸۰–۷۵ ارتفاع استخراج در نظر گرفته می‌شود. دراین مثال که قطر طبلک ۶۰ اینچ بدست آمد، با ادامه خط چین *g.h.i*، ارتفاع برشی را که می‌توان با این طبلک انجام داد، ۱۰۵ اینچ بدست می‌آید.



شکل ۵- ۱۶- نمودار تعیین مقدار تولید جبهه کار طولانی

سه عرض برش برای طبلک وجود دارد: ۴۰-۳۶-۳۰ اینچ (۱۰۱۶-۹۱۴-۷۶۲ میلی متر) البته نوع ۳۲ اینچ هم وجود دارد که بسیار کم مورد استفاده قرار می گیرد. سرعت چرخش طبلک ۶۳-۵۸-۴۴-۳۶ دور بر دقیقه است که بستگی به سازنده ماشین دارد ولی معمولاً سرعت ۴۴ دور بر دقیقه بیشتر استفاده می شود. طبلک‌هایی که سرعت چرخش کمتر از ۳۶ دور بر دقیقه دارند، ظرفیت بارگیری پایینی دارند. در ٪ ۲۵ موارد، تیغه ها از نوع شعاعی است و بقیه از نوع نوک قلمی تشکیل شده است.

۵-۱۰-٤- سرعت حرکت شیرر

سرعت حرکت شیرر از ۱۳ تا ۸۲ فوت بر دقیقه (۲۵-٤ متر بر دقیقه) متغیر است. برای افزایش تولید زغال از سرعت های بالاتر ۵۹-٤۰ فوت بر دقیقه (۱۸-۱۲ متر بر دقیقه) استفاده می شود. اگر Q_{she} تولید زغال در ساعت (t/h)، Q_cتولید یک سیکل برش زغال (t/cut)، T_{cut}زمان انجام یک سیکل برش (min) خواهیم داشت:

$$Q_{she} = 60\ H_c\ s\ V_s\ \gamma\ C$$

$$Q_c = W\ H_c\ s\ \gamma\ C$$

$$T_{cut} = 60\ k\ Q_c / Q_{she}$$

H_c:ارتفاع برش (متر یا فوت)

S: عرض برش (متر یا فوت)

V_s : سرعت جابجایی شیرر (متر بر دقیقه یا فوت بر دقیقه)

γ :وزن حجمی زغال (معمولاً ۸۷/۳-۷٤/۸ پوند بر فوت مکعب یا ۱/٤-۱/۲ تن بر متر مکعب)

W: عرض پهنه (فوت یا متر)

C: ضریب بارگیری شیرر (معمولاً ۰/۹۵-۰/۹)

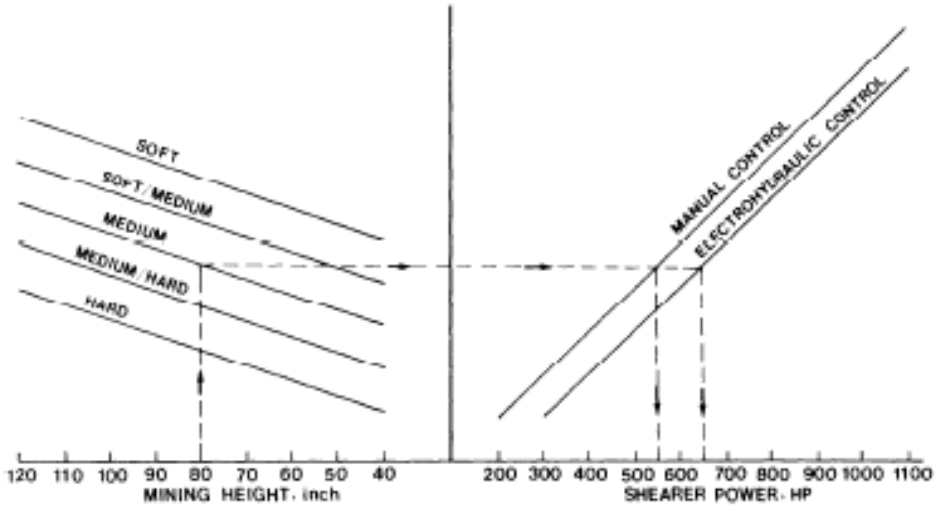
K: ضریب به کارگیری زمان (معمولاً ۱/٤-۱/۱)

که بسته به زمان تلف شده استخراج، برگشت و دور زدن شیرر در دو طرف کارگاه و برخی توقف هایی که در امتداد پهنه صورت می گیرد تعیین می شود.

به عنوان مثال: برای تعیین سیکل تولید، آگاهی از تعداد سیکل های برش در یک شیفت الزامی است. اگر عرض پهنه ٦۰۰ فوت (۱۸۰ متر)، وزن حجمی زغال ۸۰ پوند بر فوت مکعب (۱/۲۸ تن بر متر مکعب)، عرض برش شیرر ۲/۷ فوت (۰/۷٦ متر)، ارتفاع استخراج ٦/۵ فوت (۲/۰ متر) باشد؛ با ادامه دادن فلش در تصویر بالا، تولید هر سیکل ۳۸۰ تن کوچک (۳٤۰ تن) بدست می آید. چنانچه تولید

شیفت ۳۰۰۰ تن کوچک (۲۷۰۰ تن) برنامه ریزی شده باشد، ۷ تا ۸ برش کامل باید در یک شیفت انجام شود.

ظرفیت توان- توان مصرفی شیرر متأثر از فعالیت هایی است که با نیروی برق صورت می گیرد. این توان به عوامل متعددی بستگی دارد، مانند: سرعت جابجایی، قطر طبلک، عرض، سرعت چرخش، عمق برش و ساختار تیغه ها، ارتفاع استخراج و سختی لایه. در شرایط نرمال ارتفاع استخراج، سختی لایه و سرعت جابجایی فاکتورهای اصلی برای انتخاب توان شیرر به شمار می رود.براساس نقشه های موجود در شیرر هایی که در امریکا به کار رفته است، یک نمودار راهنما برای انتخاب توان شیرر برای شـرایط مختلف، در تصویر زیر ارائه شده است.



شکل ۵- ۱۸- نمودار تعیین توان شیرر

به عنوان مثال: برای شرایط ارتفاع استخراج ۸۰ اینچ (۲ متر) و سختی لایـه متوسـط، تـوان مصـرفی دستگاه با استفاده از تصویر بالا تعیین می شود:

کنترل دستی $N = 550\ hp$

کنترل الکترونیکی $N = 650\ hp$

۵-۱۰-۵- انتخاب ناو زنجیری انعطاف‌پذیر

انواع زنجیر *AFC* به شرح زیر است:

یک زنجیر در وسط	*SCS*
دو زنجیر در وسط	*DCCS*
دو زنجیر در کنار	*DOCS*
سه زنجیر	*TCS*

در امریکا بیشتر از نوع دوم استفاده شده است که اندازه زنجیرهای کناری آن ۱/۳٤ و ۱/۱۸ اینچ (۳٤ و ۳۰ میلی متر) و زنجیر *SCS* با ابعاد زنجیر ۱/٦۵ و ۱/۵ اینچ (٤۲-۳۸ میلی متر) بوده است. برتری این نوع *AFC* در مقایسه با نوع سوم، بیشتر به خاطر افزایش بار قابل حمل، کاهش صدمات زنجیر و تعمیر و نگهداری آسان می‌باشد.

به تازگی با افزایش چشم‌گیری که در مقاومت زنجیر روی داده است، نوع ۱ بیشتر به کار می‌رود.

با وجود تولید فزاینده جبهه کار طولانی، زنجیرهایی با اندازه کمتر یا مساوی ۱.۰۲ اینچ (۲٦میلی متر) دیگر کارایی نخواهد داشت. در حال حاضر برای اینکه سیستم جبهه کار طولانی جوابگوی تولید بالا باشد از سینی‌های عریض‌تر استفاده می‌شود. بیش از ٤۰٪ سینی‌های ناو زنجیری ابعاد ۳۹-۳۷ اینچ (۱۰۰۰-۹٤۵ میلی متر) دارند.

ظرفیت *AFC*

ظرفیت *AFC* با استفاده از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$Q_{afc} = q_c \; V_c = 60 \, A_{max} \, \psi \, \gamma_c \; V_c$$

$$q_c = A_{max} \, \psi \, \gamma_c$$

Q_{afc}:ظرفیت AFC بر حسب t/h

qc: وزن زغال بارگیری شده در واحد طول AFC

A_{max}: بزرگترین سطح مقطع بارگیری شده AFC ؛ که به عرض ناو و سینی ها، ارتفاع سینی ها، نوع زنجیر، زاویه قرارگیری زغال خرد شده، ارتفاع صفحه محافظ که مانع از ریخته شدن زغال می‌شود، بستگی دارد.

ψ ضریب پر شوندگی؛ در حالت پر برابر یک در نظر گرفته می‌شود ولی بسته به شیب لایه، دانه بندی و صفحات کمکی بین ۰/۹–۰/٦۵ متغیر است.

γc: وزن حجمی زغال بارگیری شده؛ به طور عمومی ۷٦–۵۵ پوند بر فوت مکعب (۱/۲–۰/۸۸ تن بر متر مکعب)

Vc سرعت زنجیر؛ عموماً کمتر یا مساوی ۲۵۰ فوت بر دقیقه (۷٦/۲ متر بر دقیقه) ولی امروزه برای دستیابی به تولید بالا و جبهه کارطولانی‌تر سرعت زنجیر معادل ۳۰۰ فوت بر دقیقه (۹۱/۵ متر بر دقیقه) طراحی می‌شود.

توان لازم برای AFC

برای تعیین توان مصرفی AFC، از روابط زیر استفاده می‌شود:

$$R_L = (q_c f_c + q_n f_n) L_{afc} \cos \alpha \pm (q_c + q_n) L_{afc} \sin \alpha$$

$$R_E = q_n L_{afc} (f_n \cos \alpha \pm \sin \alpha)$$

$$F_S = K_b K_S (R_L + R_E)$$

$$N_{max} = \frac{1.15 F_S V_C}{C_{elc} \Phi}$$

$$N_{min} = \frac{1.15\ q_n\ f_n\ L_{afc} \cos\alpha\ V_c}{C_{ele}\ \Phi}$$

$$N = 0.58\ K_{afc} \sqrt{N^2_{max} + N_{max}\ N_{min} + N^2_{min}}$$

R_L: مقاومت ناو در برابر حرکت در قسمت پر(بالا)

R_E: مقاومت ناو در برابر حرکت در قسمت خالی(پایین)

F_s: نیروی حمل در چرخ دنده‌ها (lb یا kg)

L_{afc}: طول AFC

q_c: وزن زغال بار شده به ازای واحد طول ناو

q_n: وزن ناو زنجیری به ازای واحد طول ناو

f_c: ضریب مقاومت در مقابل حرکت برای زغال بارگیری شده

f_n: ضریب مقاومت در مقابل حرکت ناو زنجیری

α: زاویه شیب کارگاه

K_b: فاکتور مقاومت ناشی از انحناها و یاتاقان‌ها (معمولاً ۱/۱)

K_s:فاکتور مقاومت ناشی از حالت مارپیچی ناو در جبهه کار (معمولاً۱/۱)

V_c :سرعت زنجیر

C_{afc}: ضریب تبدیل $550hp = 102\ KW$

۱/۱۵ فاکتور ایمنی

K_{afc}: فاکتور ایمنی ۱/۲–۱/۱۵

φ: ضریب انتقال توان در گیربکس و کوپلینگ هیدرولیکی(۰/۸۳– ۰/۸۰)

N_{max}: حداکثر توان مصرفی AFC

N_{min}: حداقل توان لازم برای شروع به کار شیرر

در صورتی که کف کارگاه نرم باشد یا اینکه تورم و ناهمواری داشته باشد بسته بـه شـرایط کارگـاه، مقداری (حداکثر ٪۳۵) به توان محاسبه شده افزوده می‌شود.

جدول ۵- ۲- ضریب مقاومت در مقابل حرکت زنجیرها

Chain Strand Type	f_c	f_n
SCS	0.40–0.60	0.25–0.40
DOCS	0.60–0.80	0.20–0.35

* f_n is positive when the chain is moving upslope while f_n is negative when the chain is moving downslope.
** when the floor and subsequently the AFC are undulating, f_c and f_n may be increased accordingly.

مثال- با در نظر داشتن شرایط زیر ناو زنجیری مناسب طراحی شود.

Panel width W = 600 ft
Mining height H_c = 6.5 ft
Coal seam is approximately horizontal, $\alpha \approx 0°$
Weight per unit volume of coal γ = 80 lb/ft^3

ویژگی های اصلی شیرر به شرح زیر است:

Cutting web s = 2.5 ft
Loading coefficient C = 0.92
Haulage speed V_s is 30 fpm on average; this is compatible with the electrohydraulic controlled advance rate of the shield supports (if the advance cycle time for each support is 10 seconds, the advance rate will be 6 shields/min or 30 fpm).

حل:

$$Q_{she} = Q_{afc}$$

$$Q_{she} = 1076 \text{ tph}$$

Major parameters of SCS type AFC are known as follows:
Chain size is 30 × 108 mm
Weight per unt length of chain $q_n = 12.9$ lb/ft
Pan width $B_p = 32.76$ in.
Maximum loaded cross section $A_{max} = 3.0$ ft
Loading coefficient $\Psi = 0.85$
Weight per unit volume of loaded coal $\gamma_c = 63$ lb/ft^3
Coefficient of moving resistance of loaded coal $f_c = 0.5$
Coefficient of moving resistance of chain, $f_n = 0.3$

$$q_c = 161 \text{ lb/ft}$$

$$V_c = 3.74 \text{ fps}$$

برخی از خصوصیات اصلی AFC انتخاب شده است، به شرح زیر است:

Resistance factors $K_b = 1.1$ and $K_s = 1.1$
Transmission efficiency $\Phi = 0.81$
Conversion coefficient $C_{r/r} = 550$
Safety factor $K_{afc} = 1.2$

$$N_{max} = 618 \text{ hp}$$

$$N_{min} = 23 \text{ hp}$$

$$N = 438 \text{ hp}$$

۵-۱۰-٦- کنترل سقف

به طور عمده کنترل سقف در روش جبهه کار طولانی در شرایط امریکا، با استفاده از سیستم نگهداری قدرتی (سپر) صورت می گیرد (حدود ٪۹۸). انواع سپرها و سهم هریک در نگهداری جبهه کارهای امریکا به شرح زیر است: چهار پایه ٪۲، دو پایه ٪٦۷، سه پایه به همراه سایبان ٪۳۲.

کنترل صحیح سقف یکی از ارکان اساسی موفقیت روش جبهه کار طولانی به حساب می آید. و دستیابی به این امر بدون آگاهی از رفتار طبقات روباره و طراحی صحیح سیستم نگهداری، امکان پذیر نیست.

دسته‌بندی طبقات سقف

بسته به ضخامت و مقاومت فشاری تک محوری سقف بلاواسطه، میزان نسبت ضخامت سقف بلاواسطه، به ارتفاع استخراج، ضخامت و مقاومت کششی سقف اصلی، طبقات سقف به ۵ گروه تقسیم می شود:

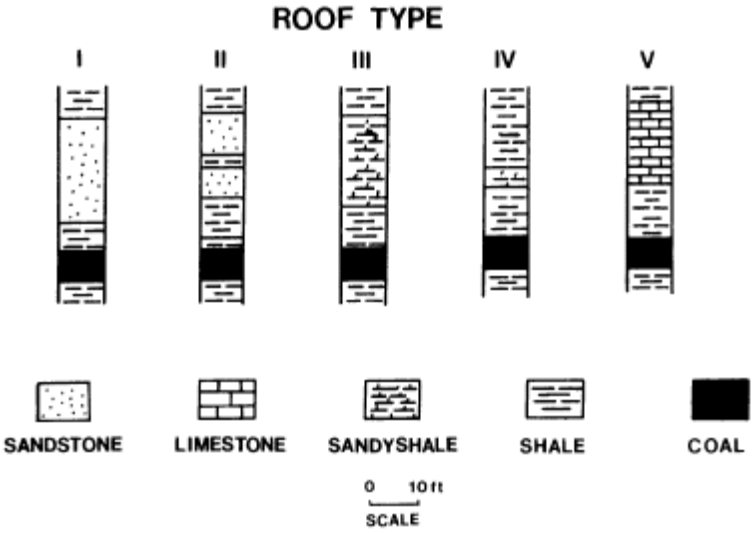
۱- سقف اصلی از ماسه سنگ مقاوم و ضخیم تشکیل شده است و سقف بلاواسطه بسیار نازک است. در شرایط نرمال، سقف اصلی، در فاصله زیادیدر بخش تخریب به صورت خمیده و آویزان باقی می ماند و باعث بار گذاری دوره ای شدیدی می شود.

۲- شبیه به نوع ۱ است با این تفاوت که ماسه سنگ تشکیل دهنده سقف اصلی نازک تر است و یا در صورت چند لایه بودن قابلیت تخریب جداگانه و بهتری دارد.

۳- ضخامت سقف بلاواسطه ۱ تا ۲ برابر ارتفاع استخراج است و سقف اصلی از یک لایه ضخیم شیل ماسه ای تشکیل شده است.

٤- در این رده سقف اصلی وجود ندارد و یا اینکه ضخامت سقف بلاواسطه ٤ تا ٦ برابر ارتفاع استخراج می‌باشد. در این شرایط اثر بارگذاری دوره ای به حداقل می رسد (ممکن است وجود نداشته باشد) و در نتیجه بار وارد بر تجهیزات نگهداری کاهش می یابد.

٥- سقف اصلی از لایه ضخیم سنگ آهک درزه دار تشکیل شده است که رفته رفته خمیده شده و حالت قوسی پیدا می کند. بنابراین نیاز به تجهیزات نگهداری کاهش می یابد.



شکل ٥- ١٩- رده‌بندی طبقات سقف

٥-١٠-٧- تعیین ظرفیت سیستم نگهداری

بر اساس خصوصیات سقف یک مدل آماری برای توصیف تعامل بین طبقات سقف و سیستم نگهداری، ارائه شده است.

$$\Delta q = 2q_s^2 \, e^{-2q_s}$$

Δq: افزایش تراکم بار مؤثر (t/ft^2)

$$\Delta q = \Delta p.\eta / A, q_s = P_S.\eta / A \qquad ٢-٥$$

Δp: افزایش بار سیستم نگهداری از لحظه نصب تا بار نهایی سقف بلاواسطه قبل از آزاد کردن سیستم برای پیشروی

η: کارایی سیستم نگهداری

A: مساحت سایبان سپر

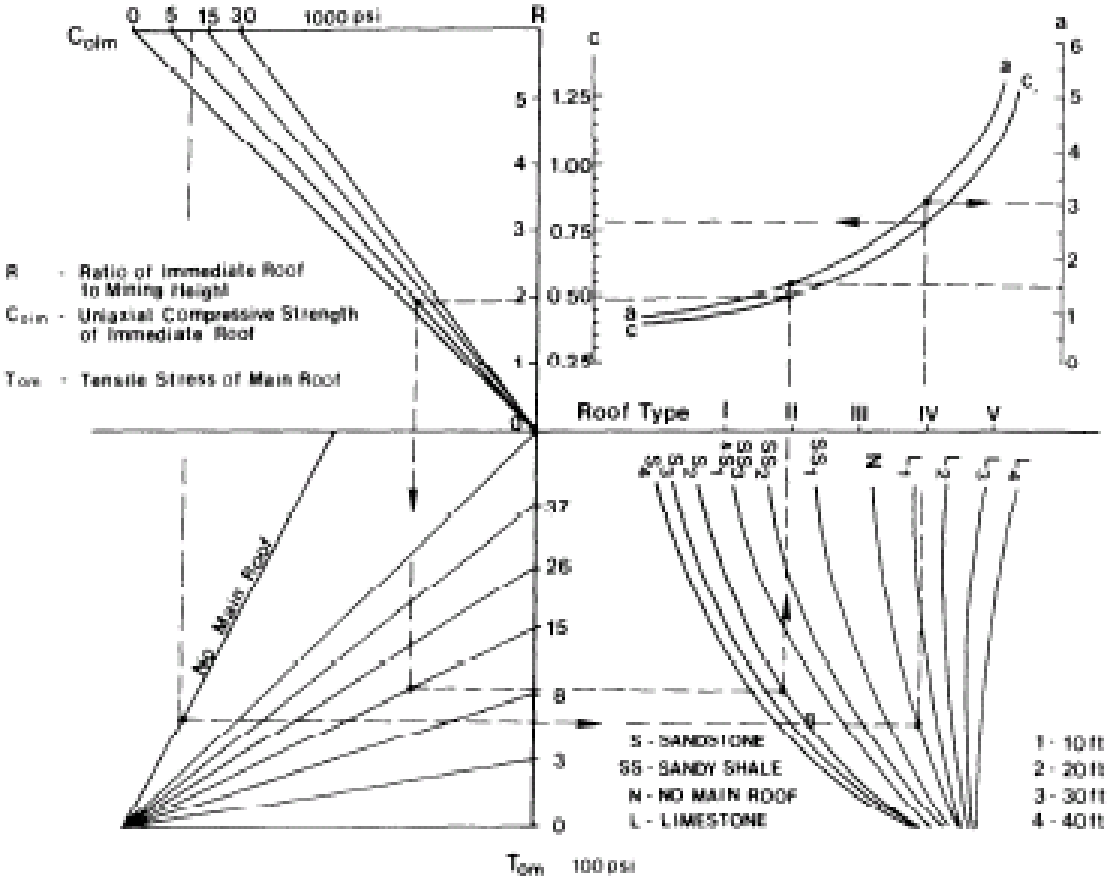
a,c: ثابت‌های وابسته به شرایط سقف (که با استفاده از شکل ۵-۲۰ محاسبه می‌شود.)

بر اساس این مدل، به منظور محاسبه بار نصب، افزایش بار و بار تسلیم، فرمول های زیر ارائه شده است:

بار نصب $$P_s = 3.2\, A / c\, \eta$$

افزایش بار $$\Delta P = 0.417 A\, a / c^2\, \eta$$

بار تسلیم $$P_y = P_s + \Delta P$$



شکل ۵- ۲۰- نمودار تعیین ثابت‌های a و c

۵-۱۰-۸- انتخاب نوع نگهداری

سپرهای دوپایه برای سقف بلاواسطه ضعیف بسیار مناسب است در حالی که سپرهای ٤ پایه و سپرهای چوک برای سقف های متوسط و قوی مناسب است. در یک سقف بلاواسطه ضعیف به محض پیشروی سپر، سقف در پشت آن تخریب می شود، در صورتیکه کمر بالای با مقاومت متوسط، نسبتاً نازک است و مدت زمان کمتری به حالت خمیده و آویزان باقی می ماند.

یک سقف بلاواسطه محکم بیانگر سقف بلاواسطه توده ای است که مدت زمان و فاصله قابل توجهی به صورت معلق و خمیده باقی بماند.

۵-۱۱- اتوماسیون و کنترل از راه دور در جبهه کار طولانی

از سال ۱۹۸٤ تکنولوژی کنترل از راه دور و اتوماسیون در استخراج جبهه کار طولانی امریکا به صورت عمومی پذیرفته شد. اکنون ٪۷۲ کل جبهه کارها به تجهیزات الکتروهیدرولیک مجهز شده است.

اتوماسیون و کنترل از راه دور پیشروی سیستم نگهداری

استخراج جبهه کار طولانی با تولید بالا نیازمند پیشروی سریع سیستم نگهداری می‌باشد. علاوه بر دسترسی به تولید بالا، با استفاده از سیستم کنترل الکتروهیدرولیک سپرها، پیشروی ناو زنجیری، کاهش در معرض گرد و غبار قرار گرفتن اپراتورها، فراهم می‌گردد. در این سیستم ها دو دسته عملیات کنترل اساسی مورد استفاده قرار می‌گیرد:

الف- کنترل گروهی شناور[1]

ب- کنترل از طریق شیرر[2]

نوع ۱ به طور وسیعی در امریکا به کار گرفته شده است. اندازه قابل تنظیم گروهها، از دو تا کل جبهه کار متغیر است. معمولاً ۳۰-۸ سپر پیشنهاد می‌شود. زیرا در این صورت اپراتورشیلد می‌تواند از این فاصله شیرر را تحت نظر داشته باشد. بر اساس الگوی استخراج زغال، سیستم کنترل نوع ۱ به شیوه‌های متفاوتی می‌تواند انجام شود: کنترل برقی دوطرفه، کنترل دستی دوطرفه و کنترل دستی هیدرولیکی سیستم نگهداری.

اصولاً زمان یک سیکل پیشروی واحد نگهداری (در پیشرفته ترین نوع) بین ۱۰-٦ ثانیه متغیر است. بنابراین زمان پیشروی با استفاده از سرعت جابجایی شیرر قابل محاسبه است که بین مقدار ۸۲-۳۵ فوت بر دقیقه (۲۵-۱۰ متر بر دقیقه) متغیر است. به عنوان مثال : یک شیرر با سرعت ۳۵ فوت بر دقیقه (۱۰متر

1- Floating Batch Control
2- Shearer Initation

بر دقیقه) نیازمند یک سیکل پیشروی با زمان کمتر از ۸/٦ ثانیه است. به همین دلیل در بسیاری از موارد سرعت شیرر به سرعت پیشروی نگهداری محدود می شود. در شرایط سقف های بد این وابستگی تشدید می‌شود.

نوع ۲ یک سیستم کنترل الکترونیکی است که برای اتوماسیون عملیات پیشروی نگهداری و *AFC* و در فاصله معینی از شیرر، پیشنهاد می‌شود. در این سیستم صفحه نمایشگر میکروپروسسور[1] که در راهرو حمل و نقل قرار گرفته است کلیه سیستم های نگهداری را کنترل می‌کند و واحد الکترونیکی دیگر موقعیت شیرر در طول جبهه کار را نمایش می‌دهد.

در این سیستم اپراتورهای مربوط به سیستم نگهداری به حداقل (۱نفر) کاهش می‌یابد اما سرعت شیرر وابستگی شدیدی به زمان پیشروی نگهداری دارد زیرا سپرها به صورت مجزا از هم حرکت می-کند. به منظور حل مشکل تثبیت سرعت شیرر، نرم افزارهای الکتروهیدرولیکی و سیستم کنترل از طریق شیرر به شیوه زیر تنظیم و رفتار می‌کند:

۱- دو سپر مجاور هم می‌تواند به صورت همزمان پیشروی کند به شرط این که سقف بلاواسطه پایدار باشد و یا اینکه

۲- ابتدا دو سپر فرد در پشت شیرر حرکت میکند و سپس دو سپر با شماره زوج مجاور با هم پیشروی می کند. به شرط ابن که سقف بلاواسطه ناپایدار باشد و یا بالعکس. در این مورد بخش انعطاف پذیر(تاب خورده ناو) *AFC* کمی طولانی‌تر از حالت عادی خواهد بود.

همچنین سرعت شیرر در این روش دو برابر شده و موجب افزایش تولید می‌گردد.

۵-۱۱-۱- اتوماسیون و کنترل از راه دور شیرر

آخرین تکنولوژی اتوماسیون و کنترل از راه دور شیرر، شامل موارد زیر است:

1- Microprocessor

کنترل افق برش طبلک ها، کنترل از راه دور توسط اپراتور، کنترل امتداد جبهه کار با پیشروی نگهداری و پیشروی AFC و کنترل لغزش بدنه شیرر.هدف اصلی این سیستم، افزایش ایمنی اپراتورها در برابر گرد و غبار و شکست‌ها و ریزش‌هایی که در سقف و زغال صورت می‌گیرد، می‌باشد. اپراتور دریک مکان امن در فاصله ۴۰-۱۰ فوت (۱۲-۳ متر) و یا دورتر از جبهه کار و در مسیر هوای تمیز قرار می‌گیرد و با استفاده از سیستم امواج رادیویی هدایت امور را در دست می‌گیرد و تمامی فعالیت‌ها و عملکرد شیرر را تحت نظر قرار می‌دهد.امروزه از این سیستم به طور عمومی استفاده می‌شود.

کنترل ارتفاع برش و حفاری

در این مرحله از کنترل سعی می شود که طبلک های شیرر در یک فاصله معین از حد فاصل زغال- کف یا زغال- سقف به صورتی که فقط زغال حفر شود یا اینکه یک ضخامت معینی از زغال کف یا سقف به صورت استخراج نشده رها شود. این امر توسط تعداد زیادی حس‌گر انجام می‌شود. این حس گرها عبارتند از: حس‌گرهای ضخامت زغال (که ضخامت زغال رها شده در سقف یا کف را اندازه گیری می‌کند)، حس‌گرهای شناسایی سطح (که با استفاده از تفاوت میان زغال و سنگ، حدود لایه را تشخیص می‌دهد) و حس‌گرهای تابع ارتفاع سقف (که موقعیت سقف موجود را شناسایی می‌کند). داده هایی که از طریق حس‌گرها جمع‌آوری می‌شود، برای پردازش به سیستم کنترل منتقل می‌شود و پس از پردازش، فرمان‌های لازم جهت تنظیم موقعیت طبلک ها صادر می‌گردد.

کنترل راستای جبهه کار

اصولاً شکل نامنظم جبهه کار در اثر برش نامنظم زغال توسط شیرر به وجود می‌آید. همچنین برش نامنظم زغال توسط شیرر از پیشروی نامتوازن AFC و سیستم نگهداری ناشی می‌شود.

به منظور نگه داشتن جبهه کار در یک خط مستقیم از یک ابزار نوری به نام نشانگر جبهه کار[1] استفاده می شود که مستقیم بودن جبهه کار را نمایش می‌دهد.

این ابزار روی شیرر سوار می‌شود و پس از هر ٤ اینچ مسافتی که شیرر طی می‌کند، یک پالس اشعه مادون قرمز با شدت پایین از خود منتشر می‌کند. این پرتو توسط یک باز تابنده، منعکس می شود. این باز تابنده بر روی سپرها (از هر ۵ سپر بر روی یک سپر نصب می‌شود) نصب شده است. اشعه بازتاب به سمت یک دیود نوری با آرایه های خطی متمرکز می‌شود.

زاویه بازتابش هر دو اشعه پشت سر هم و فاصله‌ای که شیرر در این مدت طی کرده است، در پردازش گر اصلی (در انتری حمل قرار دارد)، به طور پیوسته مورد ارزیابی قرار می‌گیرد. این پردازش گر پروفیل جبهه کار را محاسبه کرده و نمایش می دهد. همچنین مقدار پیشروی سیستم AFC را نیز کنترل می‌کند.

کنترل تعادل و غلتش شیرر

غلتیدن شیرر یکی از حوادث عمده در عملیات استخراج جبهه کار است و معمولاً به دلیل نوسان های موجی شکل کف، نرمی کف و سقف اتفاق می‌افتد. عامل دیگر در این حادثه ناپایداری ذاتی شیرر به دلیل انحراف طبلک از پای سیستم نگهداری به عقب است که در بازوهای بلند تر بیشتر اتفاق می افتد. برای جلوگیری از این امر دو نوع ابزار مورد استفاده قرار می‌گیرد:

الف- ترانس دیوسر کنترل کجی یا انحراف[2]

1- Coalface Surveyor
1- Tilt Transducer

این وسیله انحراف شیرر از جهت و امتداد مناسب AFC را اندازه گیری می‌کند. این اندازه گیری به طور مرتب به واحدهای کنترل منتقل شده و زاویه مناسب شیرر از واحد کنترل محاسبه می‌شود. سپس شیرر با استفاده از جک های داخلی تنظیم می‌شود.

ب- شیب سنج[1]

این وسیله زاویه واژگونی شیرر را تحت شتاب ثقل مشخص می‌کند. شتاب لرزه ای در طول محور حساس، به سیگنال‌های واژگونی تبدیل شده و سیستم کنترل با استفاده از تحریک جک های هیدرولیکی، محور طولی شیرر را در یک موقعیت مناسب تنظیم می‌کند.

۵-۱۱-۲- وضعیت کاربرد سیستم های کنترل از راه دور در جبهه کار طولانی

کنترل سپرها با استفاده از سیستم کنترل از راه دور به صورت متداولی درآمده است. در این سیستم برای یک جبهه کار به طول حداکثر ۹۰۰ فوت (۲۷۰ متر) حداکثر به دو اپراتور شیلد احتیاج است و در بسیاری از موارد تنها یک اپراتور کافی است. سیستم کنترل شیرر نیز به طرز موفقیت آمیزی مورد استفاده قرار گرفته است. فقط پیشروی یک به یک سپرها باعث کاهش سرعت حرکت شیرر می شود. لذا اگر سیستم‌های پیشروی سپرها در جهت کاهش زمان پیشروی (که قبلاً اشاره شده است) توسعه یابد، این سیستم بی نقص خواهد بود.

همه شیررهایی که به سیستم کنترل از راه دور مجهز هستند، یا سیستم رادیویی دارند یا از کابل استفاده می کنند. باولین سطح اتوماسیون استفاده از حس گرهای هسته ای برای تعیین ضخامت زغال موجود در سقف، برش معین از زغال سقف و رها کردن بخشی از لایه زغال در سقف مجهزمی‌باشد.

1- Inclinometer

در اتوماسیون پیشرفته‌تر ارتفاع برش در موقعیت های متفاوت از طول جبهه کار، در کامپیوتر ذخیره می شود. این داده ها برای هدایت سیکل بعدی برش مورد استفاده قرار می‌گیرد و در همین زمان حس گرها به طور مداوم داده‌های جدید خلق می کنند. اگر بین داده‌های گذشته و حال اختلافی حاصل شد، داده‌های جدید جایگزین شده و کنترل ها بر اساس این داده‌ها صورت می‌گیرد و این کار بـه صـورت پیوسته انجام می‌شود.

این نکته قابل ذکر است که تکنولوژی اتوماسیون حاضر، به طور عمومی و همه جا گیر قابل استفاده نیست. برای استفاده از این سیستم باید سقف نسبتاً خوب و فاقد شکستگی بزرگ باشد همچنین کف نباید زیاد نرم باشد و فاقد ناهمواری تیز باشد.

۵-۱۲- انتقال جبهه کار

جابجایی جبهه کار در روش استخراج جبهه کار طولانی یکی از فعالیت های مهم به شمار مـی‌رود. هنگامی که استخراج یک پهنه به اتمام می‌رسد باید تمامی تجهیزات برای نصب و راه‌اندازی پهنه بعدی جمع‌آوری شود و به مکان مناسب انتقال داده شود. در این میان تولید قطع می‌شـود در نتیجـه کـاهش کارایی کلی، افزایش هزینه‌های عملیاتی، افزایش سرمایه‌گذاری و افزایش بهره را درپی خواهد داشت.

به عنوان مثال: در یک مورد با سرمایه‌گذاری ۸ میلیون دلار، نرخ بازگشت سرمایه ٪۲۰، انتقال جبهـه کار در ٤ هفته موجب ضرر ۱۳۵۰۰۰ دلاری می‌شود. به علاوه اینکه هزینه نیروی انسانی ۲۰۰۰۰۰ دلار صرف شده برای جابجایی، هزینه های بهره و هزینه استهلاک تجهیزات نیز به این مقدار اضافه خواهـد شد. کاهش زمان انتقال جبهه کار، کلید کاهش این ضررها است. عوامل مهم در کاهش زمان انتقال جبهه کار عبارتست از: برنامه ریزی صحیح و مناسب، تجهیزات و ابزار مناسب، عملیات مؤثر و کارآمد. انتقال جبهه کار شامل مراحل زیر است:

تدارکات قبل از جابجایی، تدارکات حمل و نقل، جابجایی و حمل و نقل، نصب و راه اندازی.

۵-۱۲-۱- تدارکات قبل از جابجایی

از یک ماه قبل از اینکه استخراج پهنه به اتمام برسد، انجام تعدادی از فعالیت‌های لازم برای انتقال تجهیزات شروع می‌شود. این فعالیت‌ها عبارتست از:

۱- پیش برنامه ریزی

۲- دسته بندی تجهیزات، ماشین آلات و ابزارها

۳- تعیین مسیر انتقال و سیستم ارتباطی مناسب

٤- موقعیت مناسب مکان‌های جابجایی انبارها و تعمیرگاه ها

۵-آماده کردن سیستم ارتباطی

٦- سازماندهی و آموزش نیروی انسانی

۵-۱۲-۲- تدارکات جابجایی

این دسته از فعالیت‌ها آماده کردن اتاق بازیابی، بازرسی و تعمیر تجهیزات جبهه کار را در بر می‌گیرد.

تدارک اتاق بازیابی:معمولاً از ۵ تا ۱۰ برش انتهایی پهنه به منظور تدارک یک اتاق بازیابی ایمن و کارآمد استفاده می‌شود. تدارک اتاق بازیابی، تعیین نگهداری و روش کنترل سقف، ابعاد اتاق و نصب تجهیزات اتاق را شامل می‌شود. روش کنترل سقف- در اتاق بازیابی کنترل سقف به شرایط سقف بلاواسطه بستگی دارد. اصولاً از وایرمش به همراه بولت برای سقف های پایدار و ضعیف در بالای سایه‌بان ها استفاده می‌شود. در صورت لزوم برای تحکیم این سیستم در شرایط بد، از تیر فولادی یا کابل فولادی در فواصل منظم و در موازات جبهه کار استفاده می شود. گاهی اوقات از جرزهای چوبی و یا از پایه‌های منفرد هم به عنوان نگهداری استفاده می‌شود.

معمولاً ارتفاع اتاق، همان ارتفاع استخراج است. گاهی اوقاتبرای بازیابی تجهیزات، ارتفاع بیشتری در نظر گرفته می‌شود. عرض مفید اتاق به اندازه فاصله خطی بین جبهه کار و لبه صفحه کفی سیستم نگهداری است. این فاصله برای باز کردن تجهیزات کافی است.

تجهیزات بازیابی: برای بازیابی سیستم های نگهداری بلوک‌های منقلی مورد نیاز است که بایستی به اتاق منتقل و نصب شوند. در صورت بکارگیری سیستم ریلی بایستی ریل وینچ نصب شود.

بازرسی و تعمیر و نگهداری تجهیزات جبهه کار: قبل از رسیدن جبهه کار به نقطه پایانی تجهیزات موجود بایستی به طور کامل و با برنامه‌ریزی مورد معاینه و بازرسی قرار گیرد. بعضی از تعمیرات و نگهداری را میتوان در حین کار و قبل از رسیدن به نقطه پایانی در شیفت های تعمیر و نگهداری انجام داد و بعضی دیگر در انتهای کار در اتاق سرویس و یا به بیرون برده می‌شوند. تجهیزاتی که برای استفاده مجدد در پانل بعدی به کار گرفته می‌شوند برای تعمیرات کلی آنها و انتقال آنها به بیرون بایستی برنامه ریزی دقیقی صورت گیرد.

جابجایی جبهه کار

برنامه جابجایی جبهه کار به مسیر و روش حمل و نقل، قطعات یدکی موجود و تعمیرات مورد نیاز بستگی دارد.

جزئیات برنامه جابجایی جبهه کار در معادن مختلف متفاوت بوده و نیز در زمان‌های گوناگون، متفاوت است. به عنوان مثال: ترتیب بازکردن و جابجایی تجهیزات اصلی و شیرر شامل مراحل زیر است:

۱- نوار نقاله گالری

۲- ترانسفور ماتور

۳- لودر واسطه

٤- واحد های ناو زنجیری

٥- شیرر

٦- سیستم ارتباطات، کابل‌ها و لوله‌های آب

٧- ناو زنجیری جبهه کار و سینی‌ها و پاروها

٨- سیستم روشنایی جبهه کار

٩- نگهداری‌های سپری

اتاق نصب نیز همانند اتاق بازیابی، باید به دقت طراحی شود. معمولاً یک نوار باریک از جبهه کار انتخاب می‌شود و کف های نرم و سقف به خوبی نگهداری می شود. عملیات نصب تجهیزات در این اتاق، وابستگی شدیدی به عملیات باز کردن تجهیزات دارد. اصولاً عملیات اتاق نصب، برعکس اتاق بازیابی انجام می شود. به دلیل اینکه تجهیزات از طریق گالری های انتری تهویه و انتری حمل و نقل وارد اتاق نصب می‌شود، سرعت بیشتری دارد و به صورت پیوسته انجام می‌شود. با این وجود همه عملیات نصب می‌بایست بر طبق نمودار گانت و یا نمودار مسیر بحرانی (که بر اساس برنامه جابجایی جبهه کار طراحی شده است) انجام شود.

٥-١٣- کنترل طبقه در کارگاه جبهه کار طولانی

برای موفقیت در استخراج، کنترل طبقه یک المان اساسی است. کنترل طبقه باعث کنترل سقف بلاواسطه، کنترل تطابق نگهداری با کمربالای اصلی می شود. لازمه این امر آگاهی از رفتار طبقات می باشد. مشکلات اصلی در طراحی پهنه و گالری ها در امریکا به روش آماده سازی بستگی دارد (به این علت که در امریکا برخی از پهنه ها سریع تر از بقیه استخراج می شود). این مشکلات بستر در *tail entry* ها دیده می شود که عبارتست از: مشکلات تهویه، تورم کف و پوسته پوسته شدن لنگه ها.

۵-۱۳-۱- مکانیک طبقات در استخراج جبهه کار طولانی

در اعماق بیش از ٤٠-۳۰۰ متر در کارگاه می توان مشکلات نگهداری را با وسایلی با ظرفیت ۵۰-۲۰ تن تأمین کرد. در اعماق ١٤٠٠ متر نیز می توان از این روش استفاده کرد. ظرفیت این وسایل حدود٪ ۲-۱ وزن طبقات بالایی است. زیرا بسیاری از این بار به جلوی سینه کار منتقل شده و این بخش همانند یک پل (تیر) عمل می کند. در این حالت هر دو پایه تحت فشار بوده و وسایل نگهداری تنها وزن ضخامت مشخصی (۱۵-۱۰ متر) را تحمل می کند. برای درک این مطلب باید توجه کرد که دو طرف کارگاه نقاطی با فشار بالا ایجاد می شود که عبارتند از: فشار پایه ای جلو، عقب و کناره‌ای.

فشار پایه ای جلویی تا ۵ برابر فشار اولیه و فاصله ۳-۱ متری جبهه کار در محل تقاطع جبهه کار با اشترک ها تجمع تنش باعث ایجاد مشکل می شود. محل تقاطع *tail gate* بیش از *head gate* خسارت می بیند. دلیل این امر برهم نهی حاصل از استخراج پهنه قبلی است. محل تمرکز تنش پایه ای جلویی با خواص طبقه متفاوت است (امریکا ۹-٤ متر، انگلستان ۳-۱ متر و آلمان ۵ متر). نوع سنگ های جانبی و نوع زغال دو قاره اروپا و امریکا متفاوت است و نیز اختلاف در تعداد *entry* باعث این تفاوت ها شده است.

فشار جانبی به موازات دیواره در قسمت تخریب در یک فاصله ۱۰-۳ متری از دیواره به حداکثر می رسد و سریعاً به شار اولی کاهش می یابد. این پدیده در فاصله ۰/۲۵ تا ۰/۳۳ عمق معدن حاصل می شود. شدت تنش های پایه ای جانبی در ردیف اول لنگه های زنجیری از ۰/٤ تا ۳/۵ برابر تنش اولیه است. در صورت معدنکاری ثانویه (استخراج پهنه دوم) شدت تمرکز تنش بر روی لنگه ها می تواند ۱۰-۱/٦ برابر تنش اولیه باشد.

۵-۱۳-۲- تعیین اندازه لنگه‌های زنجیری

اندازه بهینه لنگه های زنجیری به عوامل مختلفی مانند عمق معدن، ضخامت طبقه بالایی، عـرض اتـاق، مقاومت زغال، عرض سینه کار و دهانه باز کارگاه بستگی دارد. برای تحلیل پایداری لازم است مقاومت لنگه، بار مؤثر بر آن و فاکتور ایمنی مشخص شود (از طریق فرمول هایی که در بخش های قبل مطرح شد).

تعیین فشار وارد بر لنگه در جبهه کار طولانی بسیار مهم است زیرا تنش های پایـه ای اطـراف کارگـاه مرتب باعث تغییر آن می شود. در فاز برگشت، فشار جانبی زیاد باعث صدمه به *entry* می شود. با این وجود تعیین ابعاد بهینه به سیستم نگهداری *entry* کمک می کند.

لنگه های تسلیم شونده توسط *Choi , McCain* برای یک معدن زغال در ویرجینیای غربی در شرایط زیر استفاده شده است:

عرض انتری ۱۶ فوت، سیستم سه انتری، عمق ۸۰۰-۷۰۰ فوت، عرض پهنه ۴۵۰ فوت ، فاصله مرکز به مرکز ۵۰ و ۱۰۰ فوت، عرض لنگه های صلب در مرحله آماده سازی ۸۰ فوت، عرض لنگه های تسلیم پذیر ۴۴-۳۴ فوت، مقاومت زغال ۲۵۰۰-۲۲۰۰ *psi* .

باید توجه داشت که مقاومت لنگه تسلیم شونده با توجه به مقاومت کمربالا تعیین می شود یعنی قبل از شکست کمربالای انتری تسلیم شود. ضخامت این لنگه ها مستقل از فشار پایه ای تعیین می شود.

در نهایت رابطه زیر ارائه شده است:

$$L = 0.6H - 1.2\left[\frac{H^2}{4} - \frac{5}{3}\left(\frac{AW}{W+C} \times \frac{\sigma_p}{24.9\,SF} - AH - \frac{SH}{2}\right)\right]^{0.5} \qquad ۵-۳$$

پارامترهای این رابطه به شرح زیر است:

L عرض پانل (طول کارگاه)

H عمق روباره

A عرض لنگه زنجیری

S عرض انتری

C عرض میان‌بر

W طول لنگه زنجیری

F فاکتور ایمنی

مقادیر بر حسب متر یا فوت می‌باشند.

Peng , Hsiung برای طراحی لنگه‌های زنجیری در شرایط کمربالای ضعیف از بررسی آماری و المـان محدود و آنالیز پارامتری (پارامترهایی از قبیل خواص مکانیکی کمرها، عرض و طول پهنـه و مقاومـت زغال) استفاده کرده‌اند. و در نهایت رابطه آماری زیر را ارائه کردند:

$$\log W_p = -4.676 \times 10^{-3} E_i/E_c - 4.04 \times 10^{-3} E_m/E_c - 3.33 \times 10^{-2} \log (E_f/E_c) - 0.0789 \log \sigma_{\infty} + 0.5144 \log h + 0.0494 \log (L_p/2) + 0.1941 \log P_w \qquad ٤-٥$$

در این رابطه:

Wp عرض لنگه (بر حسب فوت)

h عمق روباره (بر حسب فوت)

Lp طول پهنه (بر حسب فوت)

Pw عرض پهنه (طول کارگاه)

σ_{cc} مقاومت فشاری تک محوری زغال برجا

Ei, Em, Ec, Ef مدول الاستیسیته سقف بلاواسطه، سقف اصلی زغال، کف به ترتیب.

طراحی پایه‌ها با روش $ALPS$[1]

روش $ALPS$ بر اساس طراحی لنگه‌های صلب است. هدف از این روش عبارت است از تعیین ابعاد لنگه ها در اطراف کارگه‌های جبهه کار طولانی که بتوانند بارهای ناشی از تنش‌های پایه‌ای را تحمل کند.

سیسستم $ALPS$ از سه المان تشکیل شده است:

۱- تخمین بار وارده بر سیستم لنگه‌ها

۲- تخمین مقاومت سیستم لنگه‌ها

۳- به کارگیری یک فاکتور ایمنی

قبل از به کارگیری $ALPS$ لازم است تا اطلاعات مربوط به معدن و مقاومت زغال که در طراحی مورد استفاده قرار می‌گیرد جمع‌آوری شوند که عبارتند از:

۱- حداکثر عمق طبقات فوقانی: H

۲- وزن مخصوص سنگ طبقات فوقانیγ:معمولاً در محیط زغالی $162\ ^{lb}/_{ft^3}$

۳- عرض پانل استخراجی یا طول کارگاه P

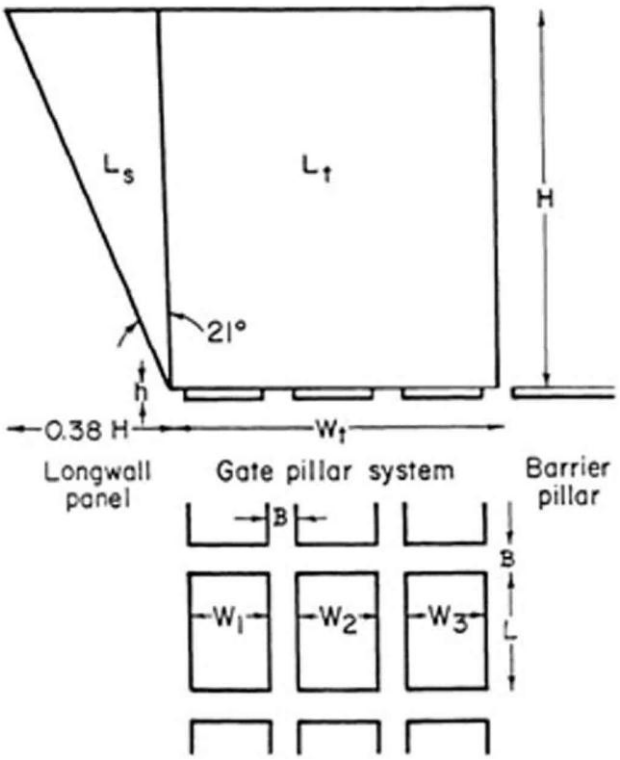
٤- عرض انتری:B

۵- طول لنگهL:

٦- ارتفاع لایه زغال: h

۷-مقاومت درجای زغال:σ_1

1- Analysis Of Longwall Pillar Stability



شکل۵-۲۱- تعریف پارامترهای هندسی مورد استفاده در تحلیل پایداری لنگه‌های زنجیری جبهه کار طولانی

در شکل ۵-۲۱ اغلب پارامترهای فوق‌الذکر نشان داده شده است.مقاومت درجای زغال σ_1 در اصل مقاومت لنگه با ابعاد بحرانی است. برای به کارگیری *ALPS* لازم است تا عرض لنگه‌های منفرد (W) و همچنین عرض کلی سیستم لنگه (W_t)، تخمین زده شود. نیاز به عرض لنگه برای این منظور است که بار آماده سازی و همچنین مقاومت لنگه هر دو وابسته به آن می‌باشند. در صورتی‌که از *ALPS* برای تعیین ابعاد لنگه استفاده شود لازم است محاسبات چندین بار تکرار شوند تا این‌که ابعاد لنگه به مقدار مورد نظر تنظیم شود.

قلب روش *ALPS* در تخمین بار وارد بر لنگه‌های اطراف جبهه کار طولانی است. فرآیند برآورد γبار با تخمین بار آماده سازی به ازای هر فوت از انتری‌ها انجام می‌شود.

$$LS = H\,W_t \qquad ۵-۵$$

مقدار کل بار وارد بر لنگه‌ها عبارت است از مجموع بار آماده سازی و شدت تنش‌های پایه‌ای[1]. برای تخمین شدت بارهای پایه‌ای ۳ پارامتر مورد نیاز است که عبارتند از:

۱- L_{SS} یا L_S شدت و یا مقدار بار پایه‌ای جانبی[2]،

۲- درصد بارهای جانبی که به لنگه‌ها منتقل می‌شود (R)،

۳- فاکتور مربوط به تنش‌های پایه‌ای جلویی[3] (F_h، F_t). دو معادله برای محاسبه تنش جانبی موجود است. یکی برای شرایط بحرانی و سوپربحرانی که در آنها $P > 0/77H$ است. در این‌صورت شدت تنش-های (بارهای) پایه‌ای جانبی به ازاء هر فوت طول انتری یعنی (L_S) را می‌توان از رابطه زیر محاسبه کرد:

$$L_S = 0.38(H^2)(\gamma/2) \qquad ۶-۵$$

اما در حالت دوم در شرایطی که پانل در شرایط زیربحرانی است یعنی $P < 0.77H$ در آن‌صورت شدت بار جانبی با L_{SS} نشان داده شده و برابر است با:

$$L_{SS} = (\frac{H.P}{2} - \frac{P^2}{3.1})\gamma \qquad ۷-۵$$

در مورد بار پایه‌ای که بر لنگه‌های زنجیری منتقل می‌شود، به عنوان کسری از تنش پایه[4] گفته شده و با R نشان داده می‌شود و برابر است با:

$$R = 1 - (\frac{D - W_t}{D})^3 \qquad ۸-۵$$

در این رابطه D عبارت است از عرض زون تأثیر تنش‌های جانبی که مقدار آن $9.3\sqrt{H}$ در نظر گرفته می‌شود.

فاکتور تنش پایه‌ای جلویی برای تخمین نسبتی از فشارهای جانبی (بارهای جانبی) در محل تقاطع[1] به کار می‌رود.

1.Abutment Pressure
2.Side Abutment Pressure
1.Front Abutment Pressure
2.Abutment Fraction

دو فاکتور بارهای جانبی لازم است اولی F_h برای بار پایه‌ای تجربه شده در پانل اولو یا اولین *Tailgate* و دیگری F_t برای فشار پایه‌ای ثانویه که در پانل دوم (انتری حمل و نقل) اثر می‌کند.

فاکتورهای پیشنهادشده که از اندازه‌گیری‌های درجا به دست آمده عبارتند از: $F_{\square} = 0.5$، $F_t = 0.7$.

حداکثر باری که سیستم لنگه‌ها تحت تأثیر آن قرار می‌گیرند بستگی به سرویس‌هایی دارند که سیستم لنگه‌های مزبور برای آن به کار گرفته شده‌اند. ۳ شرط بارگذاری مختلف را می‌توان تعریف کرد:

مقدار باری که لنگه‌ها در محل تقاطع T شکل در انتری‌های حمل و نقل یا انتری‌های تهویه در حین استخراج پانل اول تحمل می‌کنند که به آن بارگذاری انتری حمل گفته می‌شود و با L_H نشان داده می‌شود و مساوی است با:

$$L_H = L_t + (L_S)\,(F_h)\,(R) \qquad ۹-۵$$

لنگه‌هایی که برای حفاظت از لنگه‌های انتری‌های بلیدر طراحی شده‌اند تحت تأثیر بارهای آماده سازی به‌علاوه بار حانبی کامل اولیه قرار گرفته و یا بارگذاری بلیدر نامیده می‌شوند که با L_B نشان داده می‌شود:

$$L_B = L_t + (L_S)\,(R) \qquad ۱۰-۵$$

مقدار بار وارد بر لنگه‌های حائل را می‌توان با جایگذاری R=۱ در رابطه بالا به دست آورد. شدیدترین شزایط بارگذاری در لنگه‌های زنجیری اطراف جبهه کارطولانی، در بارگذاری *Tailgate* انتری‌های تهویه که به انتری حمل و نقل پانل بعدی تبدیل شده رخ می‌دهد که با L_T نشان داده شده و حین استخراج پانل دوم بر آن وارد می‌شود.

بار انتری تهویه در پانل دوم عبارت است از بار آماده‌سازی به علاوه بار پایه‌ای جانبی اولیه و بار پایه-ای جلوئی ثانویه.

$$L_T = L_t + (L_S)\,(1 + F_t) \qquad ۱۱-۵$$

3.T-junction

وقتی که مقدار بار طراحی وارد بر لنگه مشخص شد مرحله بعدی تخمین ظرفیت تحمل بار سیستم لنگه‌ها می‌باشد.برای این‌کار نخست مقاومت هر کدام از لنگه‌های منفرد تخمین زده شده، برای این‌کار از رابطه بینیاوسکی استفاده می‌شود.

$$\sigma_P = \sigma_1(0.64 + 0.36\frac{W}{h}) \qquad ۱۲-۵$$

سپس ظرفیت تحمل بار سیستم لنگه تخمین زده می‌شود() که به صورت مجموع مقاومت لنگه‌های منفرد حساب می‌شود.

$$L_B = \sum[(\sigma_P)(W)(L)]\left[144/(L + B_e)\right] \qquad ۱۳-۵$$

وقتی که مقدار بار وارده و مقاومت لنگه تعیین شد یک فاکتور ایمنی لازم است محاسبه شود به طوری که:

$$SF = LB/L_{\max} \qquad ۱۴-۵$$

در اصل مرحله آخر در روش *ALPS* عبارت است از مقایسه فاکتور ایمنی که از رابطه بالا تعیین می‌شود با یک فاکتور ایمنی پیشنهادی و در صورتی‌که تجربه جبهه کار طولانی از قبل موجود نباشد؛ *SF=1.3* را می‌توان برای طراحی لنگه‌های زنجیری برای انتری‌ها قبول کرد. فقط بری لنگه‌های حایل که لازم است انتری‌های اصلی را برای مدت زمان بیشتری حفاظت بکنند فاکتور ایمنی بزرگ‌تری انتخاب می‌شود به عنوان مثال *SF=2-2.5*.در بسیاری از موارد *ALPS* را می‌توان با شرایط واقعی تجربه شده در محل کالیبره کرد. در مواردی که تجربیات زیادی از یک معدن و یا یک منطقه وجود داشته باشد، آن‌گاه می‌توان فاکتور ایمنی را برای هر کدام از طراحی شرایط لنگه به دست آورد و آن را با شرایط واقعی مقایسه کرد. وقتی که فاکتور ایمنی با شرایط مورد قبول مطابقت داشته باشد آن وقت می‌توان از آن برای طراحی لنگه‌ها در پانل‌های بعدی استفاده کرد. یکی از محاسن بزرگ روش *ALPS* این است که آن را

می‌توان برای سیستم‌های ۲، ۳ یا ٤ انتری به کار گرفت و عرض لنگه‌ها در این شرایط می‌تواند متفاوت باشد.

با استفاده از لنگه‌های با ابعاد متفاوت *ALPS* نشان می‌دهد که به کارگیری یک لنگه بزرگ که لنگه-های کوچک در دو طرف آن و یا در یک طرف آن قرار گرفته باشند از طراحی کارآمدتری برخوردار می باشد.دلیل این که استفاده از لنگه‌های ترکیبی از کارایی بیشتری برخوردارند به این امر وابسته است که مقاومت لنگه با افزایش نسبت $\frac{W}{h}$ با سرعت بیشتری افزایش می‌یابد و به نظر می‌رسد از این طریق بعضی از معادن می‌توانند مقدار زغال ضایع شده در لنگه‌های زنجیری را بدون به خطر انداختن پایداری گالری‌ها و انتری‌ها، فقط با تغییر آرایش لنگه‌ها از لنگه‌های هم اندازه به لنگه‌های با ابعاد متفاوت به حداقل کاهش دهند. در صورت به کارگیری ترکیب لنگه‌های کوچک و بزرگ پیشنهاد می‌شود که ابعاد آنها طوری انتخاب شود که مقاومت آن‌ها از سنگ سقف و یا کف ضعیف‌تر بوده تا از تمرکز تنش بر روی انتری‌ها کاسته شود.

به همین علت به طوری که قبلاً گفته شد برای تحلیل و تخمین پایداری سنگ کف لازم است تا از مقدار تنش‌های موثر بر لنگه‌ها آگاهی داشت.

مثال: دو پانل با ۳ انتری داده شده است. طراحی لنگه‌های زنجیری با شرایط داده شده لازم است؟

H = 1000 ft (305 m)
γ = 162 lb/ft^3 (25.1 kg/m^3)
P = 800 ft (244 m)
B = 18 ft (5.5 m)
L = 92 ft (28 m) or the pillar width if w > 92 ft (28 m)
h = 6 ft (1.8 m)
σ_1 = 930 psi (6.4 MPa)

جواب در ضمیمه موجود است.

۵-۱۳-۳- پایداری بازکننده

پایداری ساختار بازکننده در روش تخریب در طبقات فرعی معمولاً بسیار خوب است و به همین خاطر این روش می‌تواند به صورت ایمن در توده‌ها و کانسنگ‌های نسبتاً ضعیف استفاده شود. با این حال، لازم است بفهمیم که الگوی شطرنجی دریفت‌های طبقات فرعی یک توزیع خاص تنش را سبب می‌شود، که حدود پایداری ساختار را مشخص می‌کند. این ساختار شطرنجی دریفت‌ها منجر به تراکم زیاد تنش برشی در توده سنگ واقع بین نزدیک‌ترین گوشه‌های دریفت‌ها در لول‌های بالایی و پایینی می‌شود.

۵-۱٤- طول جبهه کار طولانی

طول جبهه کار طولانی مکانیزه را می‌توان با استفاده از فرمول اوآسوسوروکاو[1] ماسامیتی شیکاشو[2] بهینه ساخت. فرمول مزبور باید به همراه رفتار طبقات سقف کارگاه به کار گرفته شود. طول بهینهٔ کارگاه طولی است که به ازاء آن هزینه تولید ۱ تن ماده معدنی حداقل باشد.

هزینه‌های معدنکاری جبهه کار طولانی را می‌توان به شرح زیر رده‌بندی کرد:

۱- با طول جبهه کار (L) نسبت مستقیم دارد.

مانند: هزینه استهلاک و هزینه تعمیرات سیستم نگهداری و ناو زنجیری در جبهه کار

۲- با طول جبهه کار (L) نسبت عکس دارد.

مانند: هزینه استهلاک و تعمیرات ماشین حفر زغال، هزینه افزایش طول، نوار نقاله در گالری حمل و نقل، هزینهٔ تأمین نیرو برای تجهیزات جبهه کار.

1. Uasou Tsuruoka
1. Masamiti Shikasho

۳- هزینه‌های ثابت

مانند: هزینهٔ جابجایی و حمل تجهیزات جبهه کار.

٤- بهینه سازی طول جبهه کار نسبت به هزینه‌ها

با فرض نسبت‌های ثابت C، B، A برای رده‌های ۳، ۲ و ۱ هزینه کل در جبهه کار $f(L)$ به شرح زیر خواهد بود:

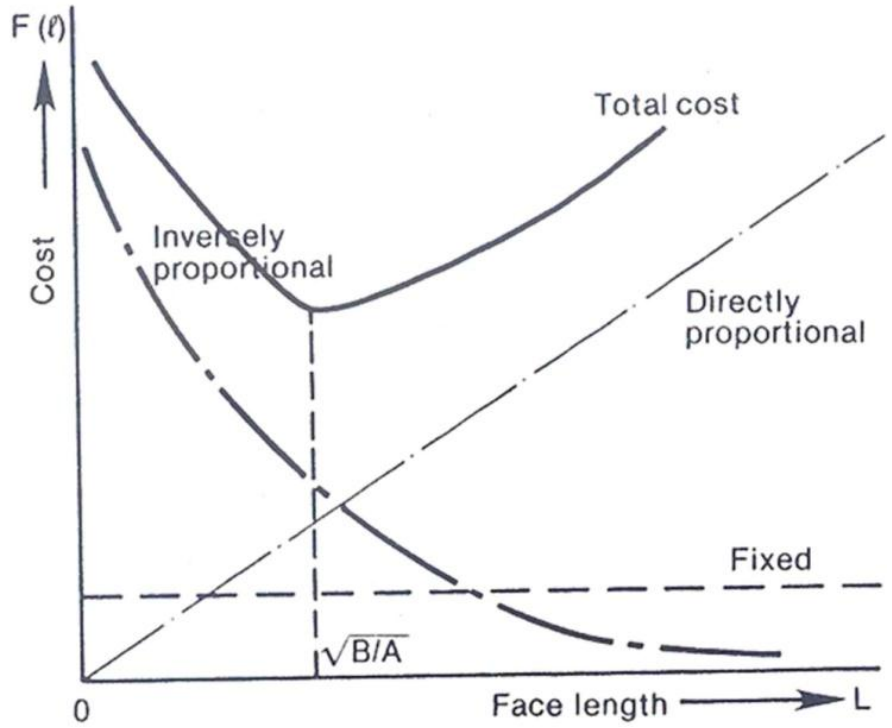
$$f(L) = A.L + \frac{B}{L} + C \qquad ۱۵-۵$$

معادله فوق در شکل ۲٤ با خط پر و ممتد نشان داده شده است. برای به دست آوردن مقدار بهینه (L) لازم است که مشتق رابطه فوق نسبت به (L) مساوی صفر قرار داده شود.

$$f'(L) = 0$$

$$f'(L) = \frac{d}{df}(AL + \frac{B}{L} + C) = A - \frac{B}{L^2} = 0 \Rightarrow L = \sqrt{B/A} \qquad ۱٦-۵$$

محاسباتی که با استفاده از رابطه فوق برای شرایط آفریقای جنوبی و لایه‌های ضخیم که پانل‌ها انتری-های پانل قبلی را به کار می‌گیرند انجام و طول بهینه جبهه کار ۲۵۰ متر به دست آمد. در صورتی‌که برای هر پانل، انتری تهویه و حمل و نقل جداگانه‌ای حفر شود آنگاه طول بهینه جبهه کار ۲۹۰ متر به دست می‌آید.



شکل ۵- ۲۲- نحوه بهینه کردن طول جبهه کار طولانی

فصل ششم

مکانیزاسیون در معادن زیرزمینی

٦- فصل ششم

٦-١- تاریخچه تکامل و توسعه مکانیزاسیون در معادن زغال

اولین مکانیزاسیون در جبهه کار طولانی زغال با به‌کارگیری بیل و کلنگ شروع شده است. سقف کارگاه به کمک ستون‌های صلب و پشت کارگاه یعنی قسمت استخراج شده به کمک خاکریز نواری نگهداری شده و یا تخریب می‌گردیده است. این روش در لایه‌های ضخیم موفقیت‌آمیز بوده ولی در لایه‌های نازک مشکلات ناشی از امکان به کارگیری کلنگ، ساخت و استفاده از ماشین زغال بر[1] (هاواژ) را ضروری ساخته است. با استفاده از ماشین هاواژ در کف لایه شیاری[2] ایجاد و با چالزنی و آتش‌باری لزوم استفاده از کلنگ به حداقل ممکن کاهش داده شده است. به کارگیری موفقیت‌آمیز این ماشین در لایه‌های نازک باعث توسعه و بکارگیری آن در لایه‌های ضخیم‌تر و گالری‌ها گردید. تا سال ۱۹۰۰ این ماشین به کمک هوای فشرده کار می‌کرده است. در سال ۱۹۱۰ حدود ٪٦٠ این ماشین‌ها با استفاده از انرژی برق کار می‌کرد.

در سال ۱۹۳۵ کارگاه‌های جبهه کار طولانی کلاسیک در معادن انگلستان جا افتاد. این سیستم از ماشین هاواژی که بتواندشیاری به عمق ۱/۸۰ متر در هر ارتفاع از لایه (معمولاً در کف) حفر نماید و یک ناو زنجیری و یا یک ناو لرزان و یک سیستم نگهداری سقف تشکیل می‌شده است. برای نگهداری سقف از ستون‌های صلب چوبی و یا فلزی و در قسمت تخریب از خاکریز و یا چوب منقلی۳ استفاده شده است. در چنین کارگاهی شیفت‌های کاری برای یک دوره ٢٤ ساعته به صورت ۳ شیفت به طرز زیر برنامه‌ریزی می‌شده است:

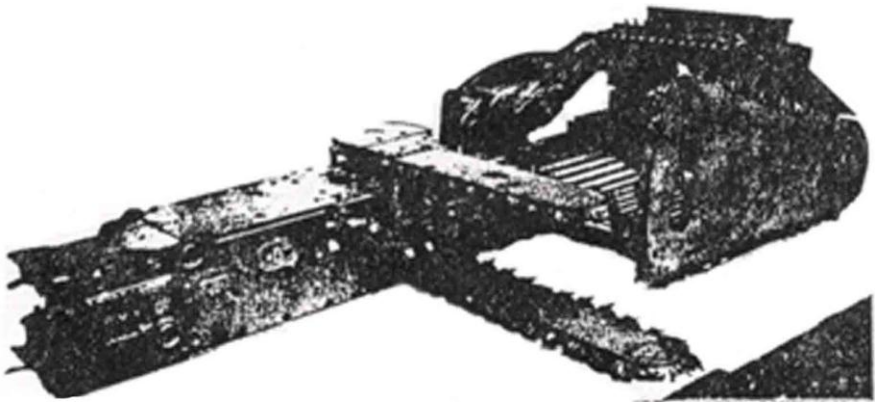
1. Coal Cutter
2. Under Cut
3. Crib

شیفت ۱- به کمک ماشین هاواژ شیاری به عمق ۱/۲ تا ۱/۸ متر در لایه ایجاد کرده و چالزنی و آتشباری صورت می‌گیرد.

شیفت ۲- زغال به کمک پارو یا بیل به ناو زنجیری بارگیری می‌شود.

شیفت ۳- ناو زنجیری باز شده و به برش جدید حمل و دوباره نصب می‌شد، نگهداری چوبی باز و خاکریز نواری انجام می‌شود.

در سال ۱۹٤۰ نیاز به ماشین‌هایی که بتواند به جای بارگیری دستی زغال را به طوری مکانیزه حفر و بارگیری نماید حس می‌شد. در این مورد اولین ماشینی که به طور موفقیت‌آمیزی مورد استفاده قرار گرفت ماشین زغال‌بر مکومور[1] بوده است.

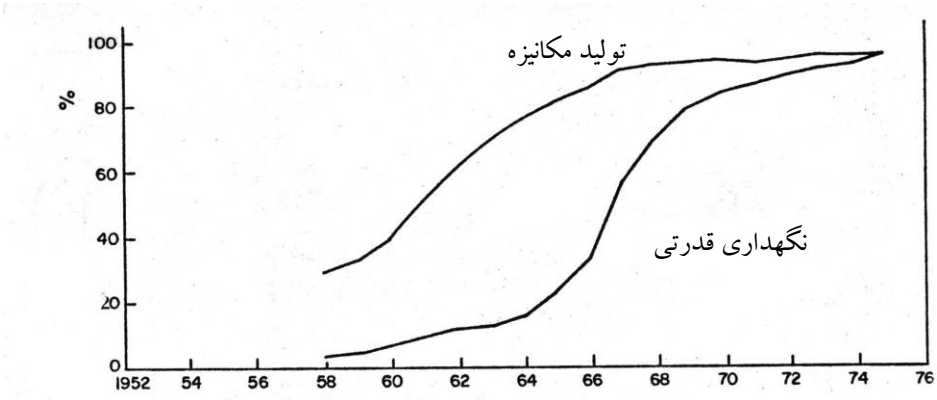


در سال ۱۹٥٤ ماشین‌های مکومور در بیش از ۱٦۰ کارگاه جبهه کار طولانی به‌کار گرفته شده و ٪۵/۸ تولید انگلستان را تشکیل داده است. ماشین مزبور از سه قسمت اصلی برش، بارگیری و حمل تشکیل شده است. عمق برش ۱/۲ تا ۱/۸ متر بوده است. موفقیت این ماشین‌ها نسبتاً محدود بوده است. این ماشین به همراه ستون‌های نگهداری صلب بکارگرفته شده و در حین عبور ماشین ستون‌های مزبور از قسمت جلوی ماشین باز شده و پس از عبور آن در پشت ماشین مجدداً نصب می‌گردند. مشکلات،

1. Shearer-Loader Meco-Moore

سختی و وقت گیر بودن بازنمائی ستون‌ها و نصب مجدداً آن باعث ساخته شدن ستون‌های هیدرولیکی در انگلستان و ستون اصطکاکی در آلمان گردید.

اولین ماشین‌های شیرر- لودر که به صورت کلاسیک مورد استفاده قرار می‌گرفت به علت پریودیک (ناپیوسته بودن) کار چندان موفقیت‌آمیز نبوده است. بدین ترتیب به یک سیستم پیوسته که بتواند حفاری، بارگیری و حمل و نقل و نگهداری را همزمان انجام دهد احساس نیاز گردید. با ساخت ناوهای زنجیری انعطاف‌پذیر ۱(AFC) در آلمان چنین سیستمی امکان‌پذیر گردیده و ناو بدون باز شدن به طرف سینه کار حرکت داده شده و سطحی بدون ستون نگهداری ۲ در جلوی سینه کار ایجاد گردید و بدین وسیله امکان حفاری و تولید زغال به طور پیوسته بوجود آمد. در دهه ۱۹۵۰ در آلمان ماشین‌ها حفر زغال رنده۳ و در انگلستان ماشین زغال بر ترپان ٤ توسعه یافت و جای ستون‌های هیدرولیکی منفرد را ستون‌های هیدرولیکی گروهی و قدم‌زن ۵ گرفت. تکامل مکانیزاسیون در معادن زغال انگلستان در شکل ٦- ۱ نشان داده شده است.



شکل ٦- ۱- تکامل مکانیزاسیون در معادن زغال سنگ انگلستان

1. Armoured Flexible Chain Conveyor
2. Prop Free Front
3. Plow (Plough)
4. Trepan
5. Powered (Wallkng) Support

٦-٢- ماشین‌های زغالبر هاواژ

هر چند این ماشین‌ها تا حد زیادی جای خود را به ماشین‌های زغال‌بر داده‌اند ولی بعضی مواقع به کاربرد آنها در کارگاه‌های جبهه کار طولانی، کوتاه و گالری و اطاق و پایه برخورد می‌شود.

فواید ناشی از بکارگیری ماشین هاواژ به شرح زیر است:

با ایجاد شیار برای خردایش زغال سطح آزاد اضافه‌ای ایجاد می‌شود.

تنش‌های ناشی از فشار سقف تا حد زیادی کاهش یافته است.

مقدار ماده منفجره مصرفی کاهش می‌یابد.

زغال در قطعات درشت‌تری شکسته و بنابراین مقدار گاز و گرد و غبار متصاعده کمتر می‌شود.

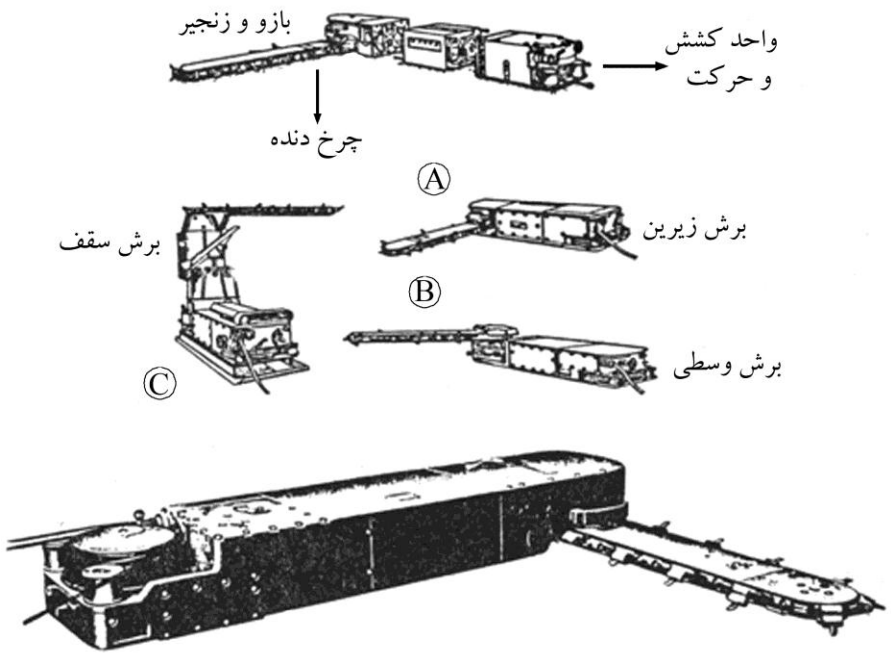
٦-٢-١- ماشین‌های هاواژ مخصوص جبهه کار طولانی

انواع این ماشین‌ها در شکل ٦- ٢ نشان داده شده است. این ماشین اصولاً از قسمت‌ها اصلی زیر تشکیل می‌شود:

واحد کشش و حرکت: این واحد به ماشین امکان می‌دهد که در حین حفاری با سرعت کم به جلو حرکت کرده و بدون حفاری با سرعت زیاد به سرجای اولیه خود برگردد.

موتور: این واحد نیروی لازم را جهت برش زغال و کشیده شدن ماشین تأمین می‌کند.

واحد برش: این واحد شامل بازو، زنجیری در اطراف آن که تیغه‌هائی بر روی آن نصب شده است.



شکل ٦- ٢- ماشین‌های هاواژ جبهه کار طولانی

٦-٢-٢- ماشین‌های هاواژ جبهه کار کوتاه

بدنه این ماشین‌ها در مقایسه با بدنه ماشین‌های جبهه کار طولانی کوچک‌تر می‌باشد. ماشین‌های هاواژ جبهه کار کوتاه فعلی برعکس سیستم‌های کابلی قدیمی بر روی چرخ لاستیکی، ریل و یا پالت حرکت می‌کند. شکل ٦- ٣ نمونه‌ای از آنها را نشان می‌دهد.

شکل ٦- ٣- ماشین‌های هاواژ جبهه کار کوتاه

مسئله قابلیت حفاری سنگ‌ها توسط ماشین هاواژ به طور اقتصادی هنوز کاملاً حل نشده است. فقط به طور کلی در حفر سنگ و یا زغال با مقاومت فشاری یک محوری بیشتر از kg f/cm^2 ٨٥٠ و یا بیشتر

از سختی شور[1] ۳۰بایستی بسیار محتاط عمل کرد. از طرف دیگر قابلیت ساینده‌گی سنگ نیز بایستی مد نظر قرار گیرد.

٦-٢-٣- تعیین طول بازو

عوامل مهمی که در انتخاب طول بازوی ماشین هاواژ مؤثرند عبارتند از:

١- به علت عدم تماس کامل ماشین به سینه کار و به علت حفر زغال توسط بازو تحت زاویه معینی عمق حفاری از طول بازو کمتر می‌باشد. در انتخاب طول بازو این موضوع بایستی مد نظر قرار گیرد.

٢- وجود ناهمواری‌ها و تموج در لایه از کارآئی بهتر ماشین می‌کاهد. بنابراین در لایه‌های صاف و هموارتر می‌توان از بازوی با طول بیشتری استفاده نمود.

٣- عمق شیار ماشین هاواژ معمولاً با عمق چال‌های آتشباری یکسان است. از طرف دیگر حفر چال‌های با طول بیشتر از ٣ برابر ضخامت لایه باعث کاهش راندمان آتش‌باری می‌شود. به همین علت طول حداکثر بازو به شکل زیر پیشنهاد می‌شود:

$$\text{طول بازو} = 3 \times \text{ضخامت لایه} + ۰/٦\, m \qquad ١-٦$$

٤- با افزایش طول بازو توان ماشین بایستی افزایش یابد. در انتخاب طول بازو بایستی توان ماشین و قابلیت حفاری سنگ و یا زغال در نظر گرفته شود.

٦-٣- ماشین حفر زغال کارگاه‌های جبهه کار طولانی

ماشین‌های حفر زغال طوری طراحی شده‌اند که بتوانند زغال را بدون نیاز به چال‌زنی و آتش‌باری اولیه حفر کرده و در ناو زنجیری بارگیری نمایند. ناو زنجیری به کمک جک‌هائی که بین ناو زنجیری و

1. Shore Hardness

نگهداری قدرتی قرار دارند به فضای خالی شده در اثر حفاری زغال هل داده می‌شود. سپس ارتفاع سیستم نگهداری کاهش داده شده و به جلو برده می‌شود، سپس ارتفاع مجددا افزایش داده می‌شود.

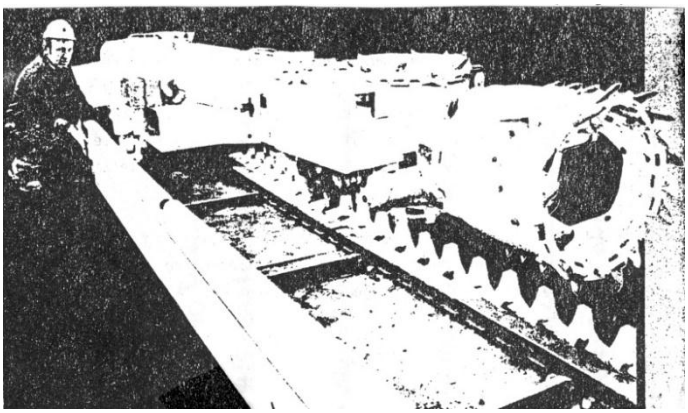
ناو زنجیری در سینه کار با حمل زغال حفر شده آنرا از محل دور ساخته، در حین حرکت ماشین برش به عنوان راهنما و کمک برای نگهداری انجام وظیفه کرده و در حین پیشروی سیستم نگهداری به عنوان مکانیزم تثبیت عمل می‌کند.

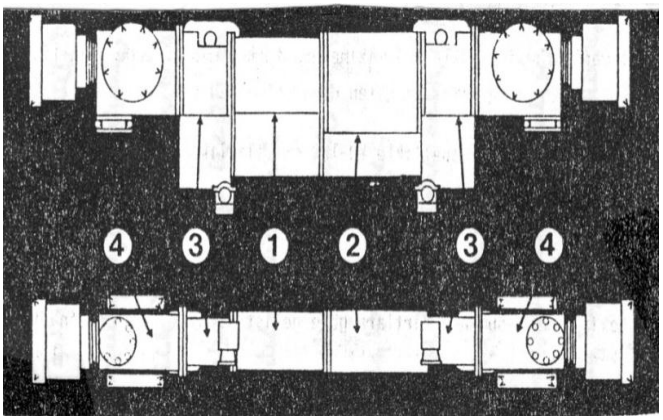
- ماشین‌های حفر زغال ترپانس[1]

این ماشین‌ها زغال را در جبهه کار بر اساس اصول کار سرمته‌های حلزونی حفر کرده و به ناو زنجیری بار می‌کند. واحد اصلی برش از یک استوانه که انتهای آن توسط تیغه‌ها تجهیز شده تشکیل گردیده است. با نصب کلاهک‌های حفاری استوانه‌ای شکل مورد بحث، در هر دو انتهای ماشین امکان حفر زغال در جبهه کار در هر دو جهت وجود دارد. هر چند این نوع ماشین برای مدتی بسیار متداول بوده ولی اینک جای خود را تا حد زیادی به ماشین‌های طبلکی داده و فقط در بعضی از معادن انگلستان تعدادی از آنها در حال کار می‌باشند.

این نوع ماشین‌ها بیشتر برای کار در لایه‌های ۱۲۰ cm – ۹۰ مناسب بوده و برای لایه‌های سختی که امکان بکارگیری آنها وجود نداشته باشند، استفاده می‌گردند. در مقایسه با ماشین‌های طبلکی ابعاد دانه بندی مواد حاصل از حفاری این ماشین درشت‌تر می‌باشد. در شکل ٦- ٤ یکی از مدل‌های پیشرفته این ماشین‌ها با مارک اندرسون[2] نشان داده شده است. این ماشین با قدرت ۲۷۰ HP بوده و می‌تواند در لایه‌های با ضخامت ۱۲۷۰ mm~ ۸٦٥ با استفاده از کلاهک‌های حفاری ۸۳۰ میلی‌متر و یا ۹٦۰ میلی‌متر حفاری کرده و به کمک چرخ دنده‌های دوار در طول جبهه کار حرکت می‌کند.

1. Trepanner
2. Anderson





۱- موتور الکتریکی

۲- سیستم حرکت بدون زنجیر

۳ و ٤- چرخ دنده

شکل ٦- ٤- ماشین حفر

٦-٤- مقایسه بین رنده و شیرر-لودر

قبل از تصمیم‌گیری در انتخاب ماشین شیرر و یا رنده بایستی شرایط زمین شناسی، اقتصادی و برنامه‌ریزی و هماهنگی کارها را برررسی کرد. هر چند در مقایسه بین دو روش پارامترهای متعددی وجود دارد ولی مهم‌ترین آنها عبارتند از ضخامت لایه استخراجی و قابلیت برش زغال می‌باشد.

هر چند که با شیررها می‌توان در لایه‌های با ضخامت ٤/٥~ ۰/۷۵ متر (حتی تا حدود ٦ متر) زغال را حفر کرد ولی معمولاً در ضخامت‌های کمتر از ۱/٥~ ۱/۳ متر ماشین رنده ترجیح داده می‌شود. ولی در شرایطی که زغال سخت بوده و یا امکان دست یابی به تولید بالا وجود نداشته باشد از شیررها استفاده می‌شود. به همین ترتیب در صورت مناسب بودن سختی زغال و جدایش خوب زغال از سقف تا

ضخامت‌های ۳ متر نیز می‌توان از رنده استفاده کرد. فقط با افزایش ضخامت لایه مشکلاتی در حفظ تعادل رنده و هم چنین برش زغال پیش می‌آید به همین علت معمولاً در ضخامت‌های بیشتر از ۱/۸ متر ماشین‌های شیررها ترجیح داده می‌شود.

به طور کلی می‌توان گفت که شیررها برای لایه‌های ضخیم و رنده‌ها برای لایه‌های نازک ترجیح داده می‌شوند. در انتخاب ماشین برای لایه‌های با ضخامت بین دو حد مزبور پارامترهای مختلفی بایستی ارزیابی شود که مهمترین آنها در جدول ٦- ١ داده شده است. فقط بایستی توجه داشت که با توجه به اینکه ماشین‌های مزبور به طور پیوسته در حال تکوین و اصلاح می‌باشند ممکن است بعضی از معایب با گذشت زمان بر طرف شود.

جدول ٦- ١- مقایسه سیستم‌های حفر زغال شیرر و رنده

شیرر (Shearer Loader)	شرایط	رنده (Plow)
خوب	زغال سخت و لیچه	ضعیف
بی اهمیت	جدایش زغال از کمر بالا ضعیف	ضعیف
زیاد	مصرف تیغه	کم
زیاد	ایجاد گرد و غبار	کم
زیاد	انتشار گاز متان	کم
ریزتر	ابعاد دانه بندی	درشت‌تر
مشکل تر	کنترل سقف	آسان‌تر
انعطاف پذیرتر	عوارض زمین شناسی مثل کسل	ضعیف
آسانتر	کنترل حفر کف	مشکل‌تر

انعطاف پذیرتر	ناهمواری‌ها و پستی و بلندی و مواج بودن لایه	ضعیف
موتور روی دستگاه و کابل همراه ماشین حرکت می‌کند	موتور و کابل	نیروی لازم از انتهای کارگاه تأمین می‌شود.
بیشتر	سرمایه گذاری اولیه	کمتر
زیاد	ضرورت تعمیر و نگهداری	کم
بیشتر	پیوستگی تولید	کمتر
کمتر	لزوم نظارت و برنامه‌ریزی	بیشتر
هست	لزوم همراهی اپراتور با ماشین	نیست

در انتخاب ماشین سلیقه‌های شخصی از جمله تجربه‌های قبلی در مورد سیستم‌های مخصوص و یا وجود یک سیستم از قبل و هم چنین آسانی تهیه و تأمین سیستم می‌تواند مؤثر باشد. در جدول ٦- ٢ انواع ماشین‌های مورد استفاده در کشورهای مختلف را نشان می‌دهد.

جدول ٦- ٢- تعداد ماشین‌های حفر زغال در بعضی از کشورها بر حسب درصد

کشور	رنده	شیرر	ترپان
انگلستان	٣	٨١	١٦
آلمان	٦٧	٣٣	-
بلژیک	٨٦	١٤	-
فرانسه	٦٢	٣٨	-

٦-٥- ماشین‌های زغالبر طبلکی شیرر

قبل از هرگونه تصمیم‌گیری در مورد انتخاب وسیله حفر زغال بایستی شرایط زمین‌شناسی، اقتصادی و برنامه‌ریزی مدنظر قرار گیرد. هر چند در انتخاب بین دو سیستم عوامل متعددی مؤثر است ولی مهم‌ترین آنها ضخامت لایه و قابلیت برش (حفاری) می‌باشد.

برای حفر لایه‌های متوسط فاکتورهای متعددی در نظر گرفته می‌شود. در جدول ٦- ١ این دو سیستم از جهات مختلف با همدیگر مقایسه شده‌اند.

شیررهای با طبلک ثابت

١- شیررهای با طبلک و بازوی ثابت

٢- شیررهای با طبلک و بازوی متغیر

- شیررهای یک طبلکه
- شیررهای دو طبلکه

بهبود و افزایش راندمان شیررها

افزایش توان موتورها از kw ٣٠ در انواع اولیه تا kw ١٠٠٠~٥٠٠ در مدل‌های جدید.

- ماشین‌های یک موتوره
- ماشین‌های دو موتوره

کاهش انرژی ویژه: برای افزایش راندمان و بهبود پرفرمانس این ماشین‌ها به همراه افزایش توان موتورها کاهش انرژی ویژه و کاهش ارتعاشات.

٦-٦- رنده‌ها[1]

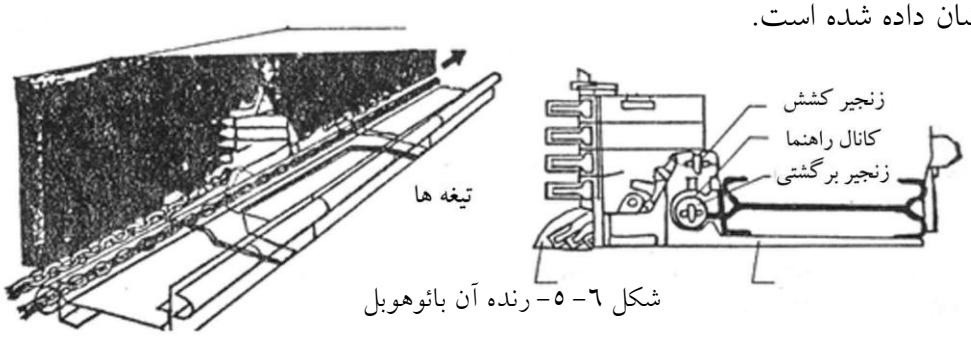
رنده‌ها توسط زنجیر بی انتهائی که در دو انتهای جبهه کار طولانی از طریق چرخ دنده‌ها به حرکت در می‌آیند در طول کارگاه حرکت کرده و در هر دو جهت زغال را حفر می‌کند. این ماشین‌ها اولین بار در سال ۱۹٤۱ در آلمان غربی سابق به کار گرفته شد. نوع اولیه رنده‌ها توسط سیم بکسل و توسط دو موتور در دو انتهای کارگاه به حرکت در می‌آمد. و بدین ترتیب زغال کنده شده و به ناو بار می‌شد. این رنده با سرعت ۰/۱ m/s و با عمق ۰/۳ m حفاری می‌کرد ولی به علت عمق زیاد سیم بکسل و سیستم تحت بار بسیاری قرار می‌گرفت (به‌خصوص در زغال‌های سخت). از طرف دیگر کنترل ارتفاع کف بسیار مشکل بود.

- رنده لوبه[2]

در سال ۱۹٤۱ برای حفاری با سرعت بالا و عمق کم طراحی گردید. در این نوع رنده سرعت حرکت تا۰/٤ m/s و عمق حفاری ۰/۱۵~ ۰/۰۵ متر متر تنظیم گردید. در این سیستم سیم بکسل جای خود را به زنجیر بی‌انتهای ۲۲ میلی‌متری داد ولی رنده و ناو زنجیری هر دو با یک موتور به حرکت در می‌آمدند.

- رنده آن بائوهوبل[3]

این رنده بر اساس جداسازی موتورهای ناو زنجیری و رنده طراحی گردید. نحوه کار این رنده در شکل٦- ۵ نشان داده شده است.



شکل ٦- ۵- رنده آن بائوهوبل

1. Plow (Plough)
1. Lobbe
2. Anbauhoble

در این سیستم ناو زنجیری و رنده توسط موتورهای جداگانه حرکت می‌کند یک لوله فولادی که در طرف جبهه کار به ناو زنجیری تثبیت شده وظیفه هدایت و کنترل رنده را بر عهده دارد. و تعادل رنده توسط صفحات فلزی که از زیر ناو زنجیری رد می‌شود حفظ می‌شود. زنجیر بی انتها در طرف جبهه کار، زنجیر کشش به صورت آزاد و زنجیر برگشت در داخل لوله حرکت می‌کنند. به علت مشکلات موجود در کنترل ارتفاع کف و نزدیکی زنجیر به جبهه کار و مخصوصاً عدم توانائی در حفظ عمق برش بطور ثابت و یکنواخت این رنده نیز جای خود را به مدل‌های جدیدتری داد.

- رنده ریس‌ها کن هوبل[1]

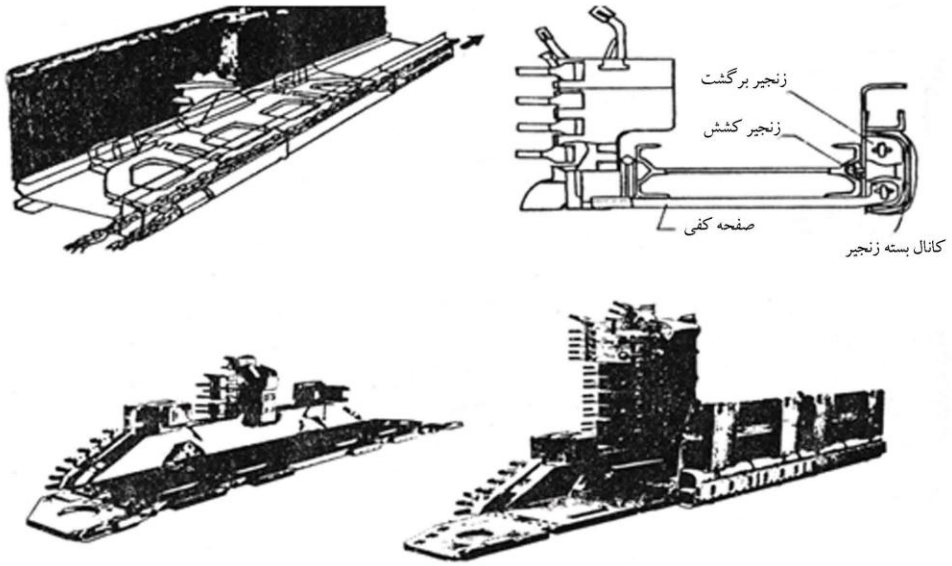
این نوع رنده در سال‌های۱۹۶۰، برای حفر لایه‌های زغال بسیار نازک و نرم تا متوسط ساخته و در سال ۱۹۷۰ کاربرد آن در معادن آلمان بسیار متداول گردید. امروزه مدل‌های پیشرفته تر این رنده در ضخامت‌های ۳~ ۰/۵۵ متر و شیب‌های تا °۵٤ با موفقیت به کار گرفته می‌شوند (شکل ٦- ٦).

مهم‌ترین تفاوت این رنده‌ها با رنده آن بائوهوبل نصب موتورها و زنجیر در عقب کارگاه (در طرف تخریب) می‌باشد. یک صفحه کفی متصل به بدنه رنده از زیر ناو زنجیری رد شده و در طرف دیگر به زنجیر وصل است. زنجیرهای کشش و برگشتی در داخل لوله (کانال) قرار داده شده‌اند.

مهم‌ترین برتری رنده ریس‌ها کن هوبل در مقایسه با آن بائوهوبل به شرح زیر است:

a- بخصوص در لایه‌های نازک و شیبدار کنترل و تعمیر زنجیر در رنده آن بائوهوبل که در طرف جبهه کار قرار دارد بسیار خطرناک می‌باشد. این مشکل به خوبی در رنده‌های جدید حل شده است.

1. Resshakenhoble



شکل ٦-٦- رنده ریس‌ها کن هوبل

b- در رنده آن بائوهوبل زنجیر کشش به صورت آزاد در حرکت بوده که در حالت پاره شدن برای پرسنل منبع خطر بزرگی است. زنجیر مزبور در رنده جدید در داخل کانال حرکت می‌کند.

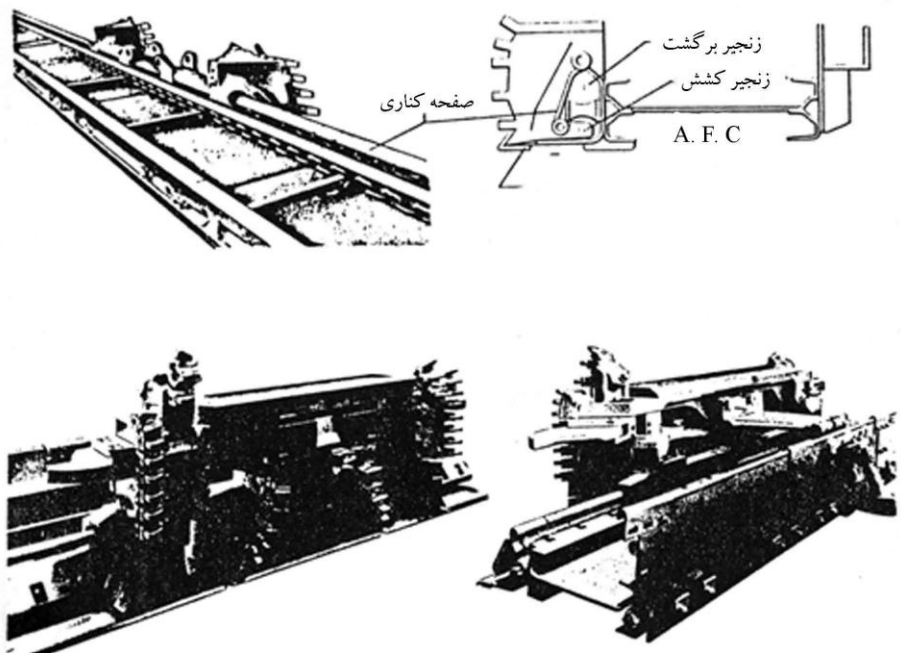
c- در رنده آن بائوهوبل زنجیر کشش در طرف جبهه کار برای بارگیری زغال مانعی بود. در سیستم جدید این مانع بر طرف گردیده است.

d- در سیستم جدید کنترل ارتفاع حفاری کف آسان‌تر است.

- رنده‌های گلیت هوبل[1]

بررسی و مطالعه رنده‌های ریس‌ها کن هوبل و آن بائوهوبل نشان داد که قسمت عمده نیرو در زنجیر کشش صرف اصطکاک بین صفحه کفی و بارگیری می‌شود. در رنده‌های نوع گلیت هوبل که در سال‌های ۱۹٦۰ ساخته شد، صفحه کفی حذف گردید و بنابراین نیروی بیشتری برای حفاری و برش زغال صرف و بنابراین زغال‌های با سختی بیشتری امکان استخراج با این روش پیدا کرد (شکل ٦- ۷).

1. Gleithoble



شکل ٦ -٧- رنده‌های نوع گلیت هوبل

در شکل فوق این نوع رنده نشان داده می‌شود. که در آن ناو زنجیری بر روی صفحه شیبداری می لغزد و زنجیر بی انتها در داخل کانال‌هائی که بر روی این صفحه تعبیه شده حرکت می‌کند. لبه این صفحه به جبهه کار تکیه داده و عمق برش را کنترل می‌کند.

٦-٦-١- عوامل مؤثر در راندمان رنده

١) **تیغه‌ها:** تیغه‌های نوع گوه‌ای استفاده می‌شود. زاویه حمله و عقبی بسیار مهم است. تیغه‌ها بایستی تیز بوده تا از ایجاد نیروهای اضافی جلوگیری نمایند. کندی تیغه‌ها باعث کاهش عمق حفاری و افزایش گرد و غبار و کاهش تولید می‌شود.

٢) **جک‌های هیدرولیکی:** در این جک‌ها که باعث رانده شدن ناو و رنده به طرف جبهه کار و ایجاد فشار عمود بر جبهه کار می‌گردد. فشار بایستی به درستی کنترل شود. در غیر این صورت حفر کف و حفظ یک عمق یکنواخت مشکل آفرین خواهد بود.

۳) **عمق برش:** مناسب‌ترین عمق برش با توجه به سختی زغال، نیروی زنجیر، توان موتور رنده و ظرفیت ناو و راندمان حفاری انتخاب می‌شود.

٤) **مستقیم الخط بودن کارگاه:** جلوگیری از ایجاد انحناء درکارگاه و کار در یک امتداد مستقیم الخط بسیار مهم است. برای این کار بعد از اینکه رنده در هر دو جهت حفاری انجام داد. موتورها در دو انتهای کارگاه به اندازه ۲ برابر مقدار عمق حفاری به جلو کشیده می‌شود. در صورت ایجاد انحناء اصطکاک زنجیر بسیار افزایش یافته و باعث ایجاد خسارت خواهد شد.

٥) **زنجیر رنده:** زنجیرهای رنده در ابعاد ۲۲، ۲٦ و ۳۰ میلی‌متری می‌باشد. زنجیر بایستی مناسب انتخاب شده و مقدار کشش اولیه با دقت کافی حساب شده باشد.

٦) **موتورهای رنده:** موتورهای انتهای کارگاه بایستی مشابه بوده و مقدار نیروی لازم را به طور مساوی تأمین نمایند.

۷) **پیم ایمنی:** پیم‌های ایمنی برای حفاظت از موتورها در صورت بار بیشتر از حد بر روی موتور بایستی در اندازه و ظرفیت مناسب باشند.

٦-۷- فاکتورهائی که بایستی در انتخاب و بکارگیری ماشین‌های حفر زغال در نظر گرفته شوند:

در انتخاب ماشین‌های بارگیری و ماشین‌های حفر زغال و قبل از تصمیم گیری برای استفاده از آنها بایستی فاکتورهای مختلفی را مد نظر قرار داد. و قبل از انتخاب ماشین مورد نظر از بین ماشین‌های موجود شرایط بکارگیری باید به نحو کاملی بررسی شود.

۱- **مقدار تولید:** بطور ایده‌آل بکارگیری ماشین حفر زغال باعث افزایش تولید و کاهش تعداد نیروی انسانی می‌شود. در بکارگیری این ماشین‌ها و برای اقتصادی بودن استفاده از آنها مقدار تولید باید

از حد معینی بیشتر باشد. به همین علت برای پی بردن به اقتصادی بودن سیستم حفاری مکانیزه یک تحلیل اقتصادی همه جانبه لازم است.

۲- **شرایط لایه:** شرایط لایه مورد نظر برای استفاده از ماشین‌های استخراج مکانیزه از درجه اول اهمیت برخوردار است. ضخامت لایه، ساختار و خواص آن، مقاومت سقف و کف لایه در انتخاب نوع ماشین، ابعاد آن، توان و وزن آن تعیین کننده است. از طرف دیگر تغییر شیب لایه و یا شیب متغیر لایه به علت ایجاد مشکلاتی برای بعضی از ماشین‌ها می‌تواند یکی از فاکتورهای مؤثر در انتخاب ماشین باشد.

۳- **تهویه:** بکارگیری ماشین‌های استخراج مکانیزه زغال باعث افزایش تولید و هم چنین خردایش بیشتر مواد تولیدی خواهد شد. (در مقایسه با روش چالزنی و آتش‌باری). بنابراین بایستی انتظار برخورد با غلظت گاز و گردوغبار بیشتری داشت که برای تقلیل آنها به مزرهای مجاز بایستی تدابیر لازم اندیشیده شود.

٤- **حمل و نقل:** توان و ظرفیت ناو زنجیری بایستی برای حمل زغال استخراجی در کارگاه کافی باشد. ظرفیت سیستم‌های حمل و نقل درگالری‌های حمل و نقل بایستی برای پرهیز از بندآمدن کار استخراج در کارگاه کافی باشد.

٦-۸- تعیین قابلیت حفر زغال

قابلیت حفاری در اصل به صورت میزان حفر زغال توسط ماشین‌های حفاری تعریف می‌شود. ظرفیت حفاری یک ماشین حفر زغال به خواص ماشین و خواص فیزیکی و مکانیکی زغال بستگی دارد. به همین علت قبل از بکارگیری این ماشین‌های گران قیمت بایستی قابلیت حفاری زغال تعیین شود. این خواص توسط دو گروه آزمایش‌های آزمایشگاهی و در جا تعیین می‌شود:

۱- آزمایش‌های آزمایشگاهی

تعیین قابلیت حفاری زغال توسط ماشین بر اساس فقط یکی از آزمایش‌ها می‌تواند گمراه‌کننده و ناکافی باشد و به همین علت بهتر است که تعدادی از این روش‌ها و آزمایش‌ها انجام و نتایج به صورت یک‌جا بررسی شود.

آزمایش‌های مقاومتی زغال:

- مقاومت فشاری یک محوری
- مقاومت کششی یک محوری($\frac{\sigma_{cc}}{\sigma_{tc}} = 20-30$)
- مقاومت فشاری سه محوری

تعیین خواص خردایش زغال:

برش زغال یک عمل پیوسته خردایش زغال می‌باشد. روش‌های اندازه‌گیری قابلیت خردایش زغال برای تعیین قابلیت برش زغال بکار گرفته می‌شود. مهم‌ترین این روش‌ها عبارتند از:

- آزمایش سرشار[1]
- آزمایش سختی[2]
- آزمایش ساینده‌گی
- آزمایش هارول‌گرو[3]، قابلیت آسیاب شدن زغال
- مقاومت در مقابل ضربه[4]
- آزمایش مخروط ایندنتر[5]

1. Cerchar
2. Durete Test
3. Harolgrove
4. Impact strength test
5. Cone Indenter

- آزمایش سختی شور[1]

- آزمایش برش آزمایشگاهی[2]

۲- آزمایش‌های درجا

آزمایش‌های آزمایشگاهی برای تعیین قابلیت حفر زغال شامل عواملی مثل فشارهای سقف، فشارهای جانبی سیستم‌های درزه که بر قابلیت حفاری مؤثر است را شامل نمی‌باشد. به همین علت علاوه بر آزمایش‌های آزمایشگاهی به آزمایش‌های درجا نیز نیاز می‌باشد. مهم‌ترین این روش‌ها عبارتند از:

- آزمایش پنوترومتر[3]

- آزمایشی بولت منبسط‌شونده[4]

- آزمایش اداره معادن امریکا[5]

- آزمایش قابلیت حفاری آفریقای جنوبی

حفر زغال توسط تیغه‌های برش

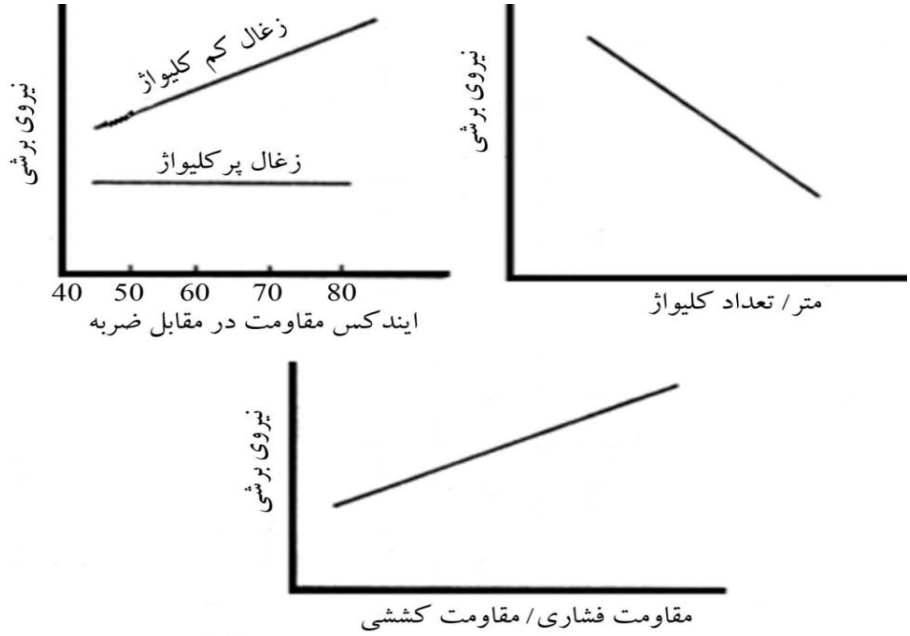
عوامل مؤثر بر قابلیت خردایش و برش زغال: جدایش و کندن زغال از لایه معمولاً توسط مکانیزمی شبیه گوه‌گذاری صورت می‌گیرد.

در آزمایشگاه عوامل مؤثر به این نوع حفاری‌ها بررسی و نتایج زیر به دست آمده است.

الف- خواص مکانیکی زغال:

خواص مکانیکی زغال تأثیر به سزائی بر قابلیت برش آن دارد. در شکل ۸ تأثیر خواص مختلف زغال بر نیروهای برش نشان داده شده است.

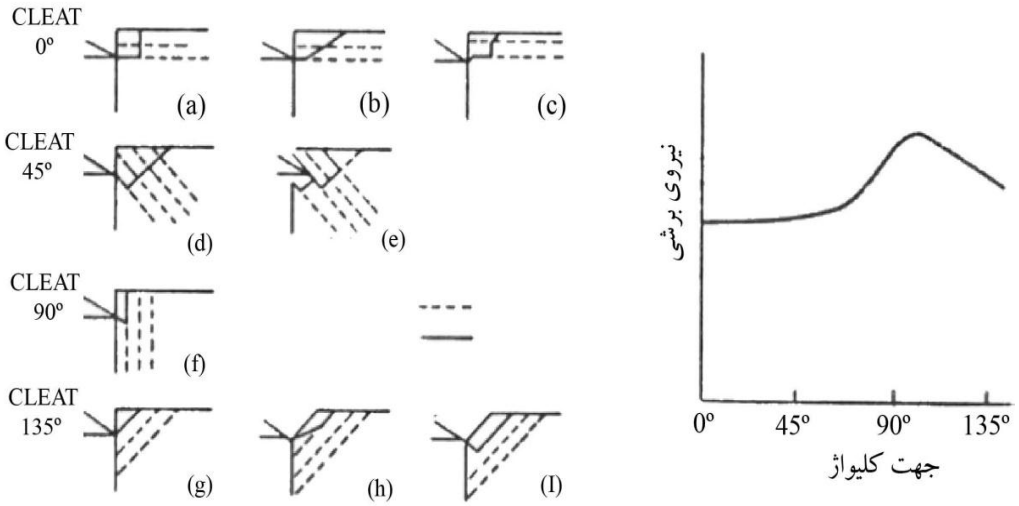
1-. Shore hardness test
2-Rock Cutting
3- MRE Penetrometer
4- Expanding Bolt test
5- Us Bureau of Mines Coal cutter



شکل ٦- ٨- تغییر نیروهای برش با توجه به خواص مکانیکی زغال

ب- جهت کلیواژ

بررسی‌ها نشان می‌دهد که نیروهای برشی با توجه به جهت کلیواژ زغال تغییر پیدا می‌کند. بیشترین نیروها وقتی لازم می‌شود که برش در جهت عمود بر کلیواژ صورت می‌گیرد. در صورتی‌که حداقل نیروی برشی وقتی حاصل می‌شود که تیغه‌ها نسبت به کلیواژ زاویه 45^{o}- ٠می‌سازد. شکل ٦- ٩ تغییرات نیروی برشی را با توجه به جهت کلیواژ را نشان می‌دهد.



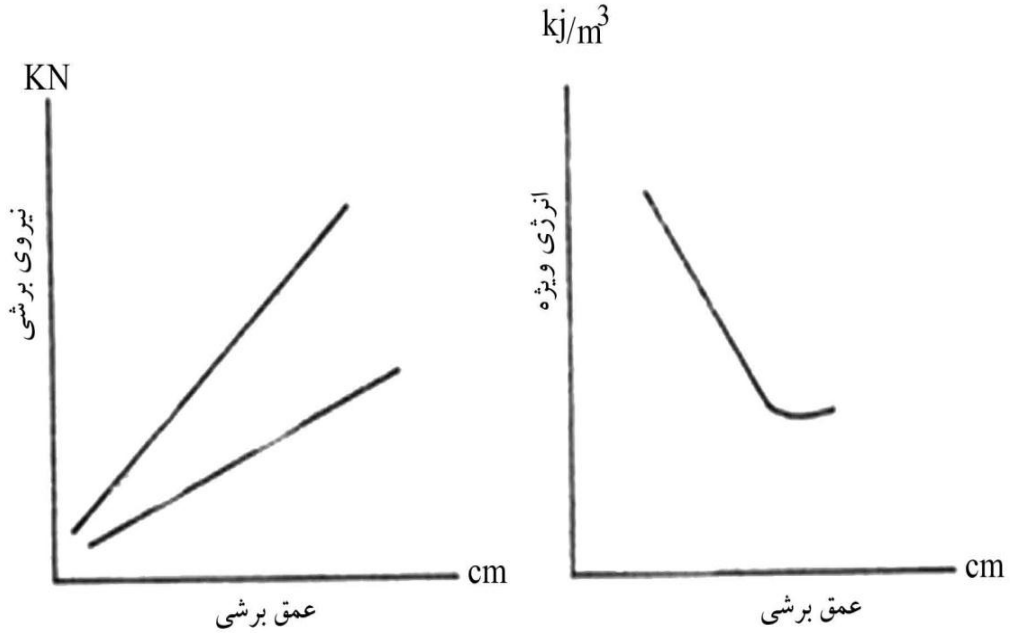
شکل ٦- ٩- تأثیر جهت کلیواژ بر نیروی برشی

ج- عمق برش

نیروی برش با افزایش عمق برش بیشتر می شود. فقط برای پیدا کردن راندمان حفاری لازم است که انرژی ویژه حفاری انتخاب شود. انرژی ویژه با تقسیم نیروی متوسط برشی بر مقدار سنگ حفاری شده در واحد طول حفاری و با وزن آن به دست می‌آید:

$$SE = \frac{KN.m}{Kg(m^3)} = Kj \Big/ Kg \; (Kj/m^3) \qquad ٢-٦$$

با توجه به شکل ٦- ١٠ می‌توان دریافت که علی‌رغم افزایش نیروی برشی با افزایش عمق حفاری به علت بیشتر شدن حجم حفاری انرژی ویژه کاهش می‌یابد. از طرف دیگر افزایش عمق حفاری باعث بزرگ و درشت شدن قطعات حفاری شده و کاهش گردوغبار نیز می‌شود. تعیین عمق حفاری بر اساس انرژی ویژه حداقل، همیشه امکان‌پذیر نیست. زیرا نیروهای حاصل از تیغه‌ها بایستی مناسب تیغه بوده و نباید به شرایط کلی کار ماشین تأثیر منفی بگذارد(از جمله ایجاد ارتعاش بیشتر از حد).



شکل ٦- ١٠- رابطه بین عمق حفاری و انرژی ویژه و نیروهای برشی

د- سرعت تیغه حفاری (برشی)

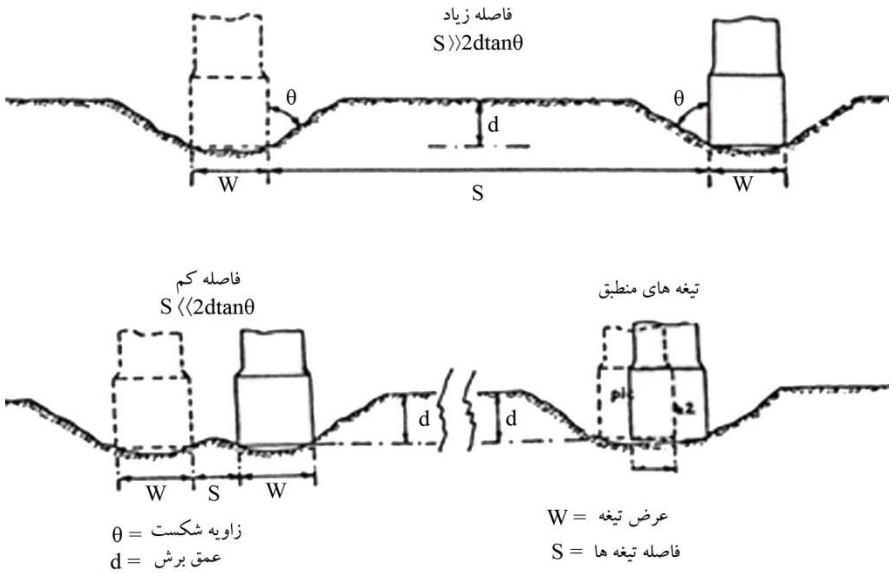
سرعت برش تیغه بر اساس نوع ماشین تغییر می‌کند. تحقیقات نشان می‌دهد که سرعت حفاری تأثیری در نیروهای برش ندارد. فقط در خیلی از موارد با افزایش سرعت حرکت تیغه عمق حفاری کمتر شده، بازده حفاری کاهش و ابعاد دانه‌بندی کوچک‌تر و مقدار گردوغبار افزایش می‌یابد.

ه- فشار سقف

فشار سقف بعضی وقت‌ها باعث راحتی حفر زغال شده و بعضی وقت‌ها بر عکس حفاری آنرا مشکل‌تر می‌نماید. بنابراین تأثیر فشار سقف بسته به شرایط درزه داری و کلیواژ زغال، مقاومت آن و ساختار لایه می تواند متفاوت باشد. فقط در مواردی که فشار سقف نزدیک به مقاومت فشاری زغال باشد احتمال کاهش نیروهای برشی وجود دارد.

و- فاصله بین تیغه‌ها

تیغه‌هائی که بطور گروهی و همزمان کار برش را انجام می‌دهند به همدیگر در کار برش کمک کرده و در صورتی‌که از آرایش مناسبی برخوردار باشند، نیروی مؤثر و انرژی کاهش خواهد یافت. تحقیقات نشان می‌دهد که بهترین نسبت بین فاصله تیغه‌ها بر عمق حفاری حدود ۲~ ۱/۵ می‌باشد (شکل ٦- ١١).



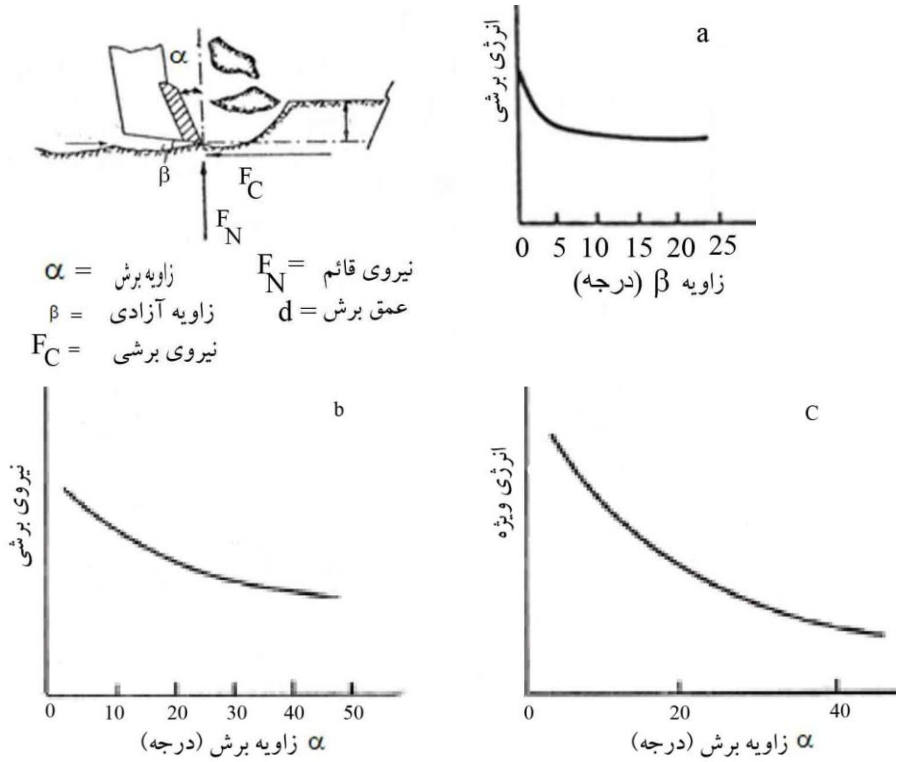
شکل ٦- ١١- تأثیر عمق و فاصله تیغه‌ها

زاویه برش و برخورد تیغه با زغال

زاویه بین سطح جلوئی تیغه حفاری و صفحه عمود بر امتداد برش را زاویه برش[1] و زاویه بین صفحه عقبی با جهت برش را زاویه آزاد[2] می‌نامند (به ترتیب α و β در شکل زیر).

بررسی‌ها نشان می‌دهد که با افزایش زاویه β نیروی برشی کاهش یافته فقط پس از ۱۰° کاهش مزبور متوقف می‌شود. به‌همین علت زاویه آزادی در تیغه‌ها حدود ۱۰° انتخاب می‌شود.

با توجه به شکل ٦- ۱۲ با افزایش زاویه برش نیروهای برشی و انرژی ویژه کاهش می‌یابد یعنی با افزایش زاویه α بازدهی حفاری نیز بیشتر می‌شود. فقط با افزایش زاویه مزبور مقدار کل بار مؤثر بر تیغه‌ها افزایش می‌یابد به همین علت زاویه مزبور در عمل معادل ۴۰°- ۲۰° بسته به سختی زغال انتخاب می‌شود.

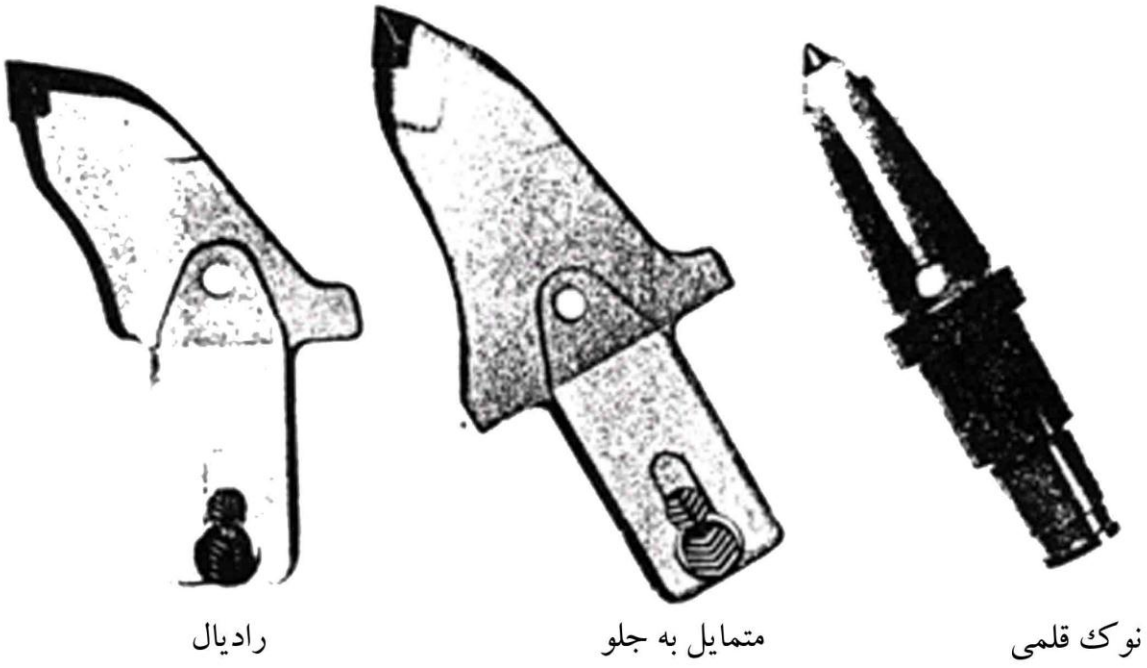


زاویه ٦- ۱۲-پارامترای حفاری (a)، رابطه زاویه آزادی با نیروی برشی(b) رابطه بین نیروی برشی و انرژی ویژه با زاویه برشی (c)

1. Cutting angle
2. Clearance angle

نوع تیغه‌های برشی

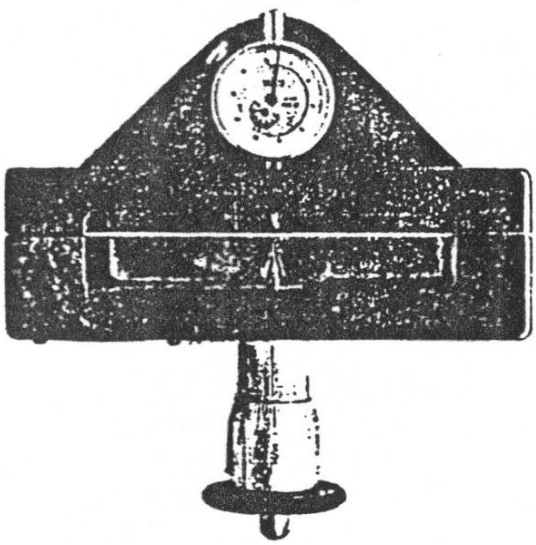
تیغه‌های مورد استفاده در ماشین حفر زغال معمولاً از نوع برشی (گوه‌ای) بوده ولی در بعضی موارد که نیاز به حفر زغال‌های سخت باشد از تیغه‌های نوک قلمی نیز استفاده می‌شود. تیغه‌های نوع برشی در مقایسه با تیغه‌های نوک قلمی به انرژی ویژه کمتری نیاز داشته و به همین علت ترجیح داده می شوند. فقط در مواد سخت و سائیده تیغه‌های نوک قلمی که می‌توانند با چرخش در اطراف محور خود به خود تیز شوند از کارآئی بیشتری برخوردار هستند. کند شدن تیغه‌ها تأثیر بسیار زیادی در افزایش نیروهای مؤثر بر تیغه و افزایش انرژی ویژه دارند. شکل ٦- ١٣ انواع تیغه‌های متداول در حفر زغال و سنگ‌های نرم و متوسط را نشان می‌دهد.



شکل ٦- ١٣- انواع تیغه‌های مورد استفاده در ماشین‌های حفر زغال

٦-٩- روش‌های تعیین قابلیت حفاری

١- روش NCB سختی فرو روی مخروط ایندنتر



شکل ٦-١٤- دستگاه سختی فرو روی مخروط ایندنتر

* این دستگاه و روش مربوطه از طرف سازمان زغال سنگ انگلستان ابداع شده است (شکل ٦- ١٤).

* در این روش یک تیغه میخی شکل از تنگستن کار باید بر روی نمونه های کمتر از ٦ × ١٢ × ١٢ میلی‌متر با سطح یکنواخت و هموار با نیروی معینی فشار داده می‌شود. با اندازه‌گیری مقدار فروروی نوک در سنگ سختی آن اندازه‌گیری می‌شود. این روش برای سنگ‌های با دانه بندی کمتر از ٠/٠٥ میلی متر مناسب است. تعیین ضریب سختی مزبور به شرح زیر انجام می‌شود.

- نوک بایستی بدون سائیده‌گی و تیز با شعاع انحناء ٠/٢٥ ± ٠/١٠ میلی‌متر و در آشیانه خود آزادانه بچرخد.

- عقربه دستگاه روی صفر میزان می‌شود.

- نمونه بین نوک و فنر نواری فولادی قرار داده می‌شود.

- عقربه مجدداً روی صفر تنظیم می‌شود.

– میکرومتر قرائت می‌شود.(Mo)

– میکرومتر در جهت عقربه‌های ساعت چرخانیده و معادل ۳/۷ kgf (٤٠ N) نیرو بر نمونه وارد می‌شود. این مقدار معادل ۰/٦۳۵ میلی‌متر بر روی عقربه است(D1 قرائت می‌شود).

– میکرومتر دوباره قرائت می‌شود. (M1)

مقدار فرو روی نوک در سنگ:

$$Ps = (M1 - Mo) - D1 \qquad ٣-٦$$

ایندکس سختی فروروی برای سنگ‌های با مقاومت متوسط

$$Is = \frac{0/635}{Ps} \qquad ٤-٦$$

مقاومت فشاری یک محوری سنگ:

$$UCS = Is * 24.8(MPa) \qquad ٥-٦$$

* اگر $Ps < 0/13mm$ باشد میکرومتر تا وارد کردن نیروی (110N) 10/9 kgf چرخانیده می‌شود. در این حالت عقربه ۱/۲۷ میلی‌متر را نشان می‌دهد. (قرائت D2) و سپس M2 قرائت می‌شود.

$$Pm = (M2 - Mo) - D2 \qquad ٦-٦$$

ضریب سختی برای سنگ‌های سخت:

$$\mathrm{Im} = \frac{1.27}{Pm} \qquad ٧-٦$$

$$UCS = \mathrm{Im} \times 35.8\ MPa \qquad ٨-٦$$

سنگ‌های سست و ضعیف در حال وارد کردن نیروی استاندارد خرد می شوند. برای سنگ‌های ضعیف به شرح زیر عمل می‌شود:

–میکرومتر تا وارد کردن نیروی 1/2 kgf(12N) چرخانیده می‌شود و صفحه مدرج معادل ۰/۲۳ میلی متراست. (D3)

- میکرومتر خوانده می‌شود.(M3)

مقدار فرو روی نوک:

$$Pw = (M3 - Mo) - D3 \qquad ۹-٦$$

ضریب فرو روی برای سنگ‌های ضعیف:

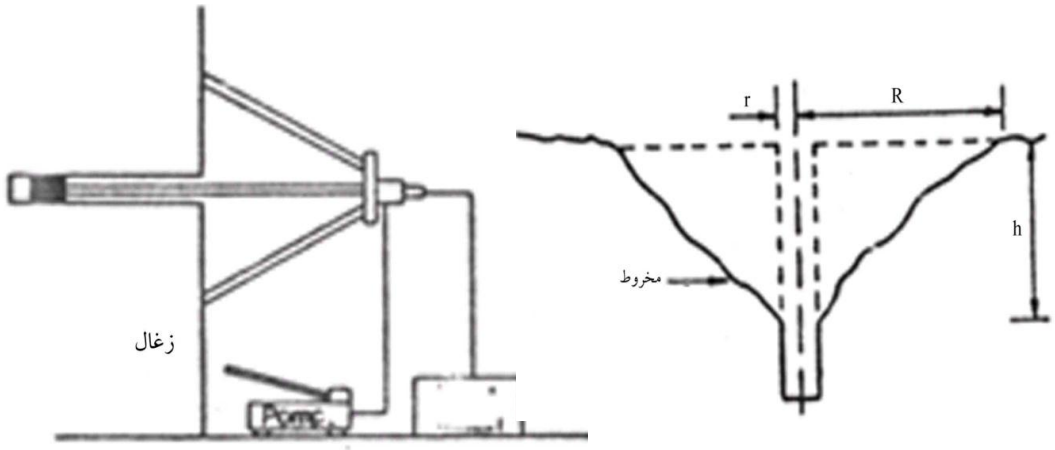
$$Iw = \frac{0/23}{Pw} \qquad ۱۰-٦$$

مقاومت فشاری:

$$(MPa)UCS = Iw*16/5 \qquad ۱۱-٦$$

۲- پیچ سنگ قابل انبساط[1]

در این روش چالی به قطر ۳٦ میلی‌متر و طول ۱۵ سانتی‌متر در داخل سنگ و یا زغال حفر می‌شود. داخل این چال یک پیچ‌سنگ منبسط شونده قرار داده می‌شود. پس از تثبیت بولت به کمک سه پایه و پمپ هیدرولیکی بولت کشیده می‌شود. فضائی مخروطی شکل در اطراف چال ایجاد می‌شود. شکل ٦-۱۵:



شکل ٦- ۱۵- اساس روش پیچ سنگ قابل انبساط

ایندکس مقاومت زغال از رابطه زیر حساب می‌شود:

1. Expanding bolt test

$$Is = \frac{3.F}{\pi h(R+2r)} \qquad ۱۲-٦$$

F: نیروی مؤثر در لحظه شکست

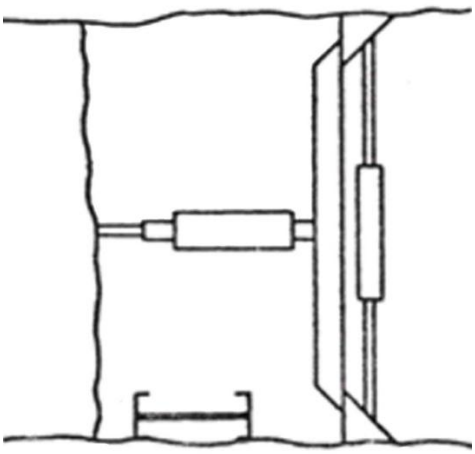
h: عمق مخروط

R: شعاع مخروط

r: شعاع چال

۳- پنوترومتر (MRE)

اساس این روش در شکل ٦- ١٦ نشان داده شده است. در این روش یک میله نوک تخت به عمق ۱۲/۵ سانتی‌متر در داخل زغال فرو برده می‌شود حداکثر و متوسط نیروی لازم به عنوان پارامتر قابلیت حفاری اندازه گیری می‌شود.



شکل ٦- ١٦- اساس روش پنوترومتر

٤- روش سرشار

این آزمایش از دو بخش سختی و ساینده‌گی تشکیل شده است.

-آزمایش تعیین سختی سنگ سرشار:

برای تعیین سختی سنگ یک پرفراتور تحت بار ۲۰ کیلوگرم و سرعت چرخش ۱۹۰ دور در دقیقه زمان لازم برای فرو روی سر مته به مقدار ۱ سانتیمتر در سنگ بر حسب ثانیه اندازه‌گیری می‌شود. آزمایش فوق Durete نیز نامیده می‌شود.

سختی سرشار زغال‌های فرانسه ٤~ ۰، ماسه سنگ‌ها ۱۰~ ٤ سنگ‌های خیلی سخت تا ۲۰۰ می‌باشد.

- آزمایش ساینده‌گی سرشار:

یک تیغه با زاویه رأس ۹۰ درجه و با مقاومت کششی ۱٦۰kg/mm2 تحت بار ۷ kg بر روی نمونه به فاصله ۱ سانتیمتر کشیده می شود. مقدار سایش حاصل در نوک بر حسب $\frac{1}{10}$ میلی‌متر اندازه گیری می‌شود (۰/۱ میلی‌متر معادل ۱ درجه ساینده‌گی است).

جدول ٦- ٤- ضریب ساینده‌گی سرشار بعضی از کانی‌ها و سنگ‌های تک کانی

سنگ و یا کانی	ایندکس ساینده‌گی سرشار	ضریب ساینده‌گی نسبی در مقایسه کوارتز
کوارتز- کوارتزیت	٥/٦ ~٦/۰	۱۰۰%
فلد سپات، آنورتوزیت	4/2~4/8	%70~80
اولیوین، دونیت	3/4-3/6	%50~60
پیروکسن، پیروگسنیت	3/0~3/2	%47~53
آمفیبول	2/8-3/2	%47~53
سرپانتین	1/4~1/8	%23~30
سنگ آهک و دولومیت	1/0~2/0	%17~34
سنگ رس	۰~2/5	%0/0~41

جدول ٦- ٥- رده‌بندی سنگ‌ها بر اساس ضریب ساینده‌گی سرشار

رده	ایندکس ساینده‌گی سرشار	نوع سنگ
خیلی زیاد ساینده	>4/5	هونبلند، گنسایس، پگماتیت، گرانیت
خیلی ساینده	4/5~4/25	گرانیت- آمفیبولیت
ساینده	4/0~4/25	گرانیت، گنسایس، شیت پیروکس، ماسه سنگ
متوسط	3/5~4/0	ماسه سنگ، سیلت استون
کم ساینده	2/5~3/5	دولوریت

کمتر ساینده	1/25~2/5	ماسه سنگ پرتلند
بسیار کم ساینده	<1/25	سنگ آهک

۵- روش شیمازک[1]

شیمازک و کانت بر اساس آنالیز پتروگرافیک سنگ‌های رسوبی یک ضریب ساینده‌گی (Fs) به شرح زیر تعریف کرده‌اند:

$$Fs = \frac{Q.d.\sigma_t}{100} \frac{Kg}{Cm} \qquad ۱۳-٦$$

Q: مقدار کوارتز بر حسب درصد و یا معادل آن

d: ابعاد (قطر) متوسط دانه‌های کوارتز (سانتی‌متر)

σ_t: مقاومت کششی سنگ (kg/cm^2)

چنانچه ابعاد دانه‌های کوارتز کوچک‌تر از ۰/۰۲۵ میلی‌متر باشد ۰/۰۲۵ = dمیلیمتر در نظر گرفته می شود. زیرا دانه‌های ریزتر از مقدار فوق تأثیری در سایش تیغه ندارد. بر اساس نظر شیمازک محدوده به کارگیری ماشین‌های بازوئی Fs<1 kg/cm است.

هم چنین نامبرده برای جلوگیری از کند شدن زودتر و ایجاد حرارت زیاد یک سرعت بحرانی برای تیغه تعریف کرده است.

$$V_{cr} = \frac{K}{e^{Fs}} \qquad ۱٤-٦$$

$V_{cr}(m/Sec)$: سرعت بحرانی

K≅ 8/4 ضریب مربوط به ژئومتری و جنس تیغه

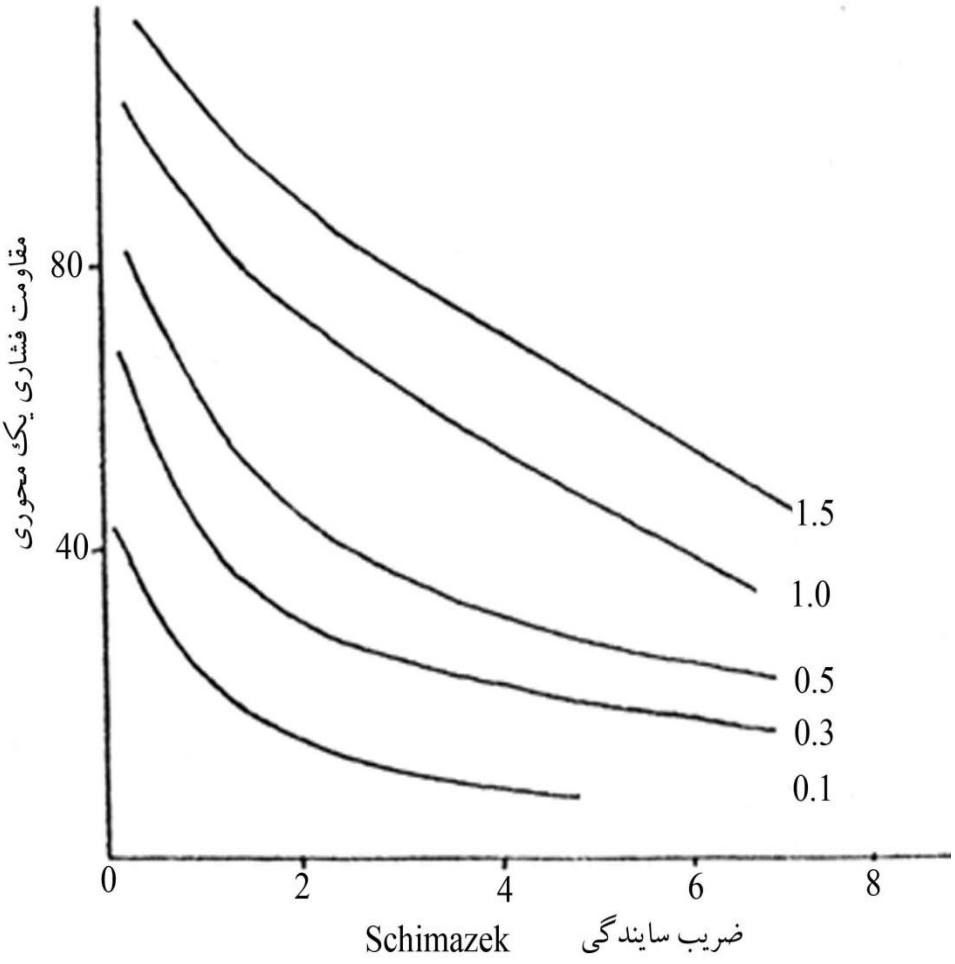
Fs (kg/cm): ایندکس ساینده‌گی شیمازک

1. Schimazek

جدول ٦-٦-ساینده‌گی بعضی از کانی‌ها در مقایسه با کوارتز

کانی	ساینده‌گی نسبی
کوارتز	%100
فلدسپات	%30~33
کانی‌های رس	%4
کربنات‌ها	%3

در شکل ٦- ١٧ رابطه بین ساینده‌گی شیمازک، مصرف تیغه و سرعت پیشروی نشان داده شده است.



شکل ١٧-٦-رابطه بین ضریب ساینده‌گی شیمازک

مثال:

مقاومت کششی MPa ۱۵، نسبت کانی‌های ۵۵%، قطر متوسط دانه‌های ساینده ۰/۰۲۵ ضریب شمیازک را حساب کنید.

$$Fs = 0/55 \times 0.025 \times 150 = 2.06 \quad kg/cm$$

$$V_{cr} = \frac{8.4}{2.06} = 1.1 \quad m/Sec$$

٦- چکش اشمیت[1]

این چکش برای اولین بار توسط مهندس سویسی ارنست اشمیت برای اندازه‌گیری سختی بتن ابداع شده ولی بعداً در مکانیک سنگ نیز کاربرد پیدا کرده است. مقدار انعکاس و برگشت به عقب یک وزنه از روی صفحه مدرجی قرائت می‌شود. سطح آزمایش بایستی صاف و هموار باشد. در هر نقطه ۲۰ ضربه قرائت شده یا متوسط ۲۰ ضربه و یا سختی ضربه بیستم انتخاب می‌شود. سختی اشمیت از ضربه اول رفته رفته افزایش می‌یابد تفاوت بین سختی ضربه اول و بیستم بر حسب درصد به عنوان ضریب پلاستیسه پذیرفته می‌شود.

$$P_I = \frac{Sh20 - Sh1}{Sh20} \times 100 \qquad ١٥-٦$$

بین سختی اشمیت و سرعت پیشروی ماشین مخصوصاً ماشین‌های تمام جبهه روابط خوبی به دست آمده است.

۷- مقاومت در مقابل ضربه

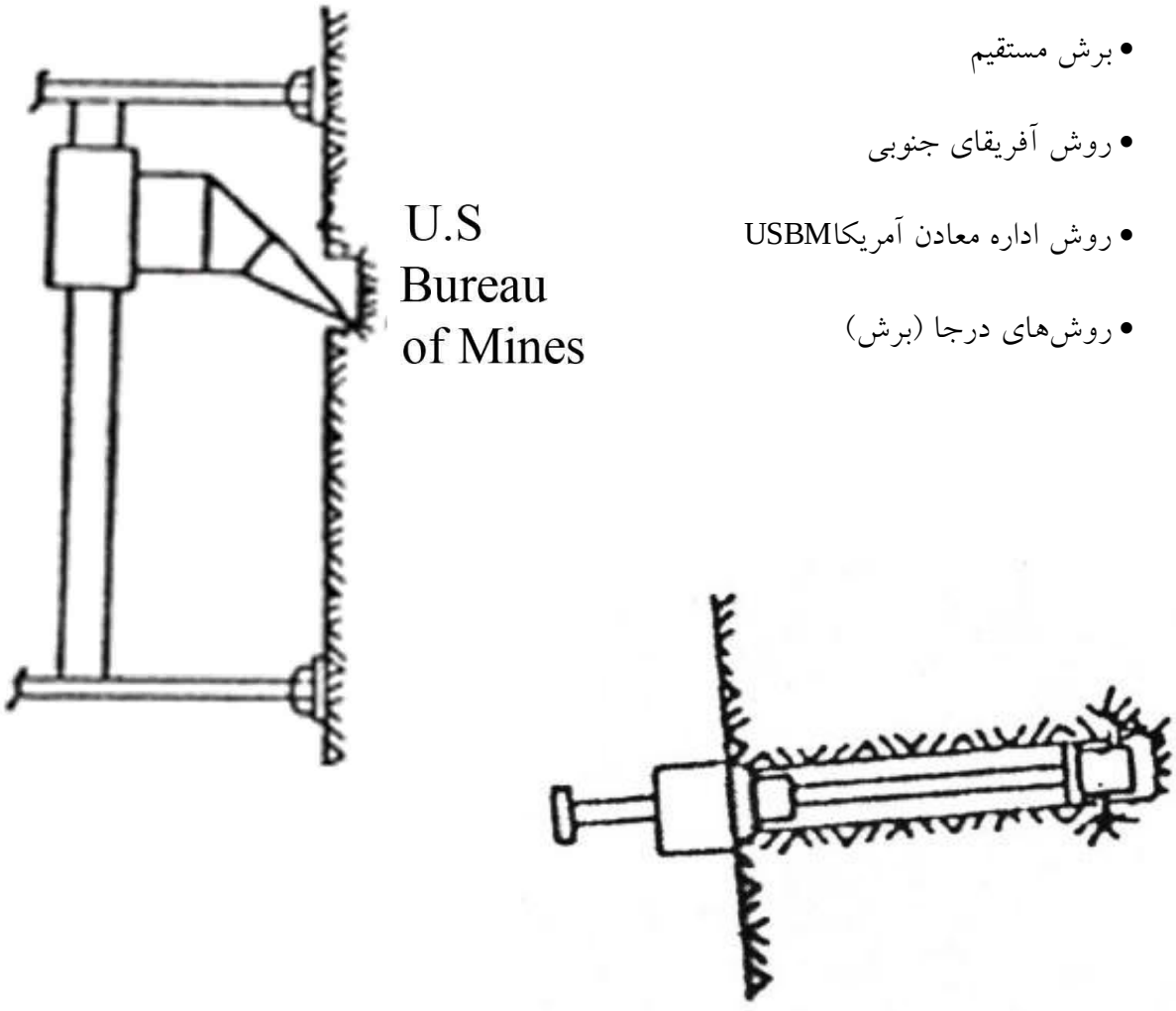
در این روش یک استوانه فولادی به قطر ٤/٤٥ سانتی‌متر و به وزن ۱/۸ کیلوگرم از ارتفاع ۳۰/۵ سانتیمتر بر روی نمونه‌های سنگ در داخل استوانه دیگری به همین قطر رها می‌شود. نمونه‌ها به وزن

1. Schmidt Hammer

۱۰۰ گرم و به ابعاد ۹/۵~ ۲/۳ میلیمتر (بین دو الک) می‌باشد. وزنه مورد بحث ۲۰ بار بر روی نمونه انداخته می‌شود. نمونه‌ها دوباره سرند شده و وزن قطعات بالای ۳/۲ میلیمتر به عنوان مقاومت در مقابل ضربه نامیده می‌شود. در بعضی موارد دستگاه آزمایش با ابعاد متفاوتی استفاده می‌شود.

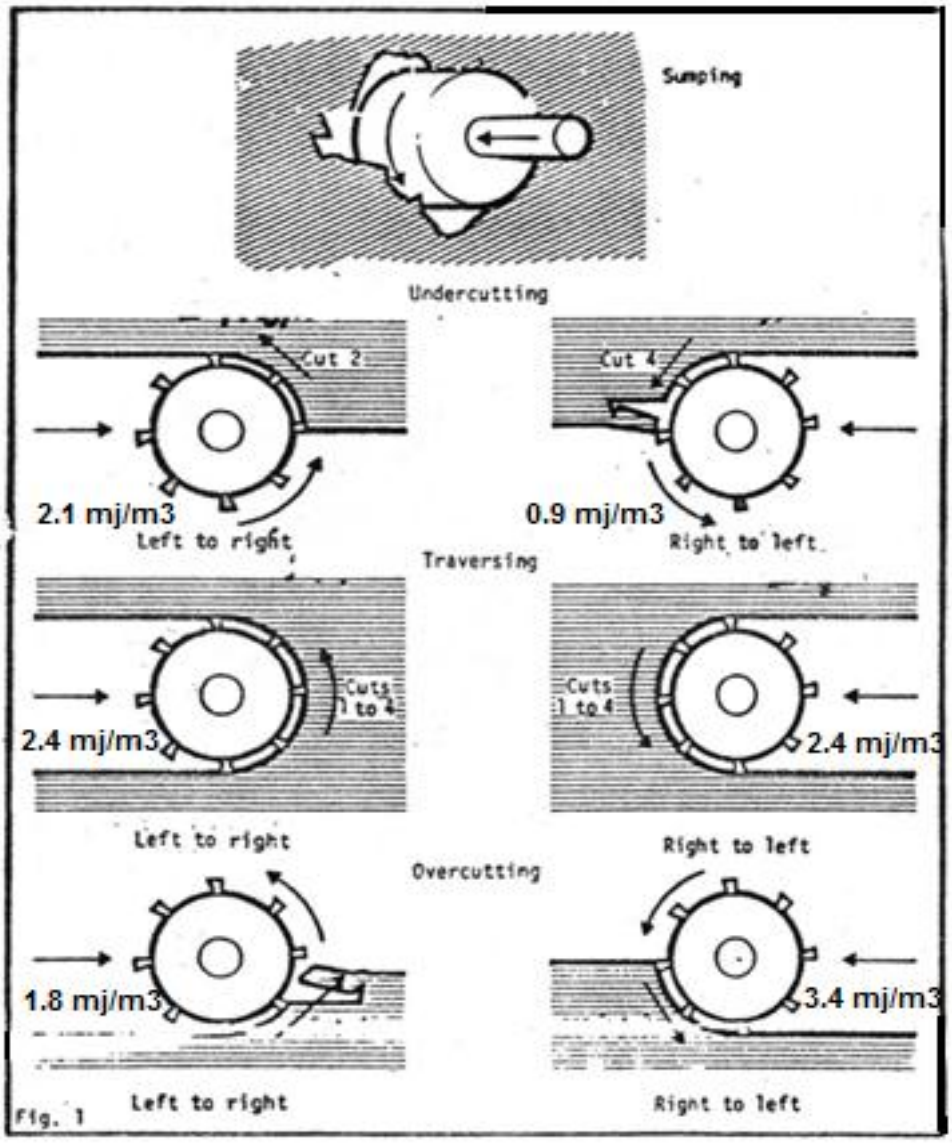
روش‌های دیگر تعیین قابلیت حفاری:

- سختی شور[1]
- برش مستقیم
- روش آفریقای جنوبی
- روش اداره معادن آمریکاUSBM
- روش‌های درجا (برش)



شکل ٦- ١٨- روش‌های درجا

1. Shore



شکل ٦- ١٩- تغییر انرژی ویژه با توجه به جهت‌گیری کلیواژ

فصل هفتم

اتاق و پایه

۷- فصل هفتم

۷-۱- مقدمه

روش استخراج اتاق و پایه از روش‌های بسیار قدیمی و رایج در استخراج زیرزمینی بوده و جزو روش-های بدون نگهداری محسوب می‌شود و معمولاً تا اعماق ۳۰۰ متری در معادن زغال کاربرد دارد، تعیین ابعاد اتاق‌ها و پایه‌ها از مسایل اصلی در طراحی این روش استخراج می‌باشد.

۷-۲- مشخصات هندسی روش اتاق و پایه

اصول اساسی روش اتاق و پایه استخراج سیستماتیک از اتاق‌هایی می باشد که به صورت مصنوعی و یا طبیعی نگهداری می‌شوند. در این روش بار روباره به پایه‌هایی از جنس ماده معدنی منتقل می‌شود. در این روش اتاق‌ها (در صورتی که خود نگهدار نباشند) فقط برای مدت زمان استخراج نگه‌داری می شوند.

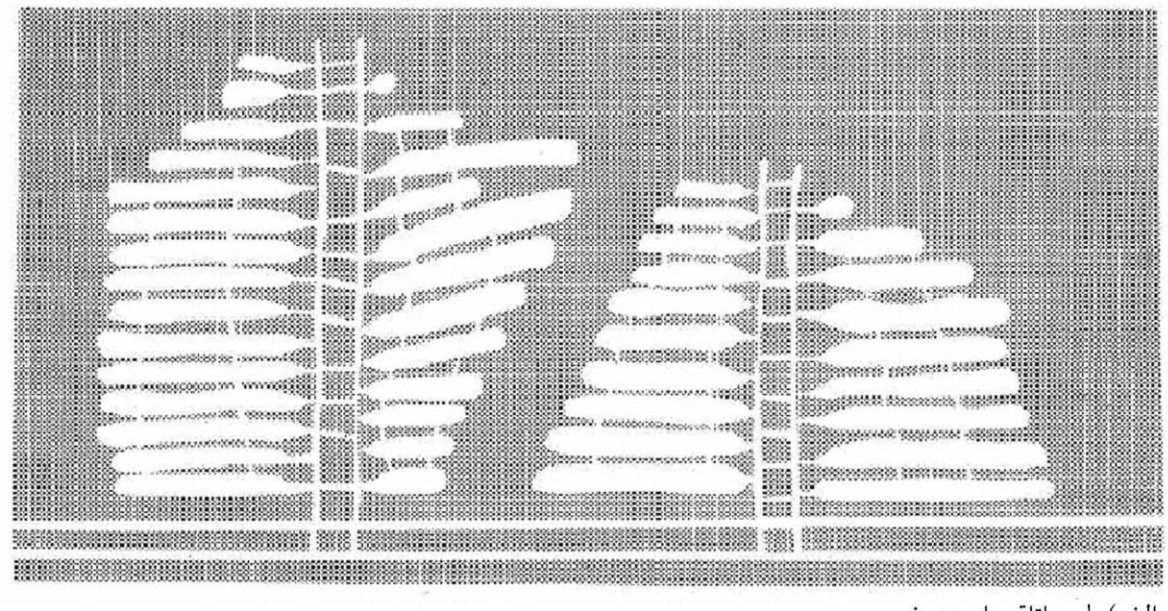
یک شکل معمول قدیمی و اولیه از این روش در شکل ۷-۱ نشان داده شده است که شامل بخش‌های مستقل و جداگانه مختلفی می‌باشد و اجازه می‌دهد که این نواحی به طور جداگانه و مستقل استخراج و در حین استخراج و یا اتمام آن از بقیه قسمت‌ها تجرید شوند. استفاده از این بخش‌ها نیازمند ایجاد راه-هائی می‌باشد که باید دارای پایداری مناسی باشند، لذا معمولاً از اتاق‌های استخراجی کم عرض‌تر استفاده می‌شود.عرض اتاق‌ها در ابتدا کوچک و سپس تا ماکزیمم مقداری که می‌تواند بار سقف را تحمل کند، از طریق آزمون و خطاافزایش می‌یافت. پایه‌های کناری[1] که جداکننده اتاق‌های مجاور هستند، معمولاً به نحوی طراحی نمی‌شوند که پایداری طولانی مدتی داشته باشند. تأثیر این روش استخراج(شکل ۷-۱الف) برروی نشست سطح زمین به دو صورت فرورفتگی‌های موضعی در محل تقاطع اتاق‌ها و یا به صورت گودال نشست وسیع و بشقابی شکل به علت شکست لنگه‌ها مشاهده می‌شود.

1- Rip Pillars

شکل(۷-۱ الف) یک نوع روش استخراج اتاق و پایه را نشان می‌دهد که تاقبل از سال ۱۹۵۰ در استخراج زغال سنگ به کار می‌رفته است. اما مولف مشاهده کرده است که در دهه ۸۰ در استرالیا و آفریقای جنوبی هنوز این روش کاربرد داشته است.

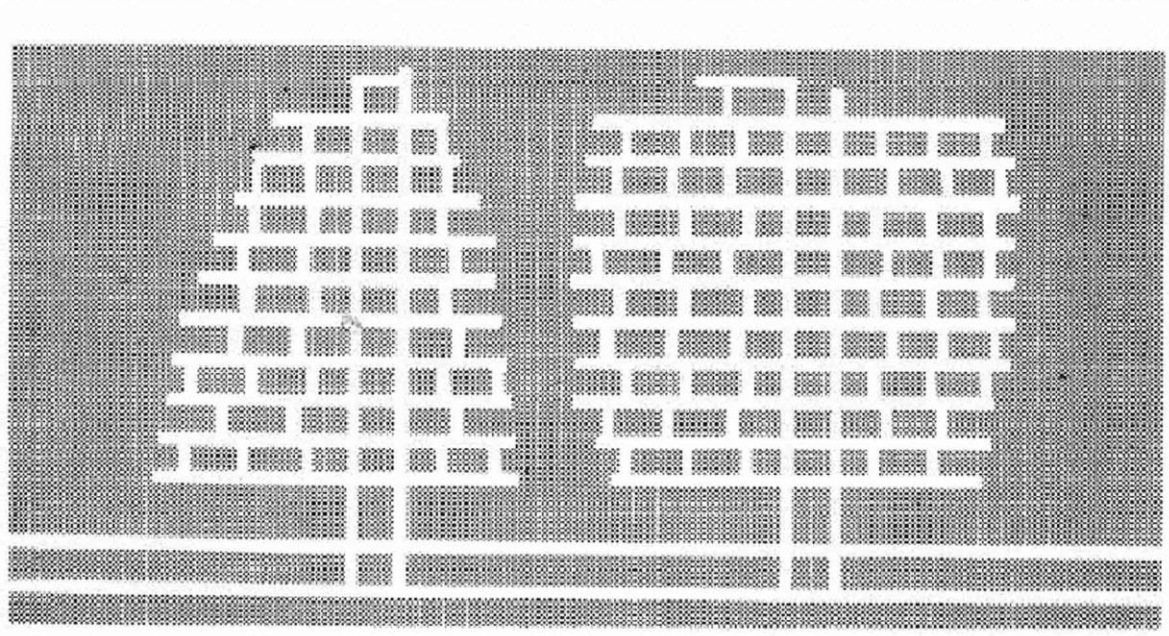
شکل(۷-۱ ب) یک نوع دیگر از روش اتاق وپایه را نشان می‌دهد که مبنای آن شکل (۷-۱ الف) می‌باشد. اما در این نوع کاربرد عرض اتاق‌ها و راه‌روها منظم‌تر بوده و این امر امکان افزایش مکانیزاسیون را فراهم می‌کند. با این وجود بخش‌های معدنی هنوز نسبتاً نامنظم می باشد چراکه فاکتورهایی مانند گسل‌ها ودیگر متغیرها و آشفتگی‌ها اندازه بخش‌ها را مشخص می‌کند، در این شرایط نیز اصل تفکیک و جداسازی بخش‌های استخراجی هنوز حفظ شده است. در این روش پایه‌هایی که بین اتاق‌ها قرار دارند، پایداری بیشتری را نسبت به شکل (۷-۱ الف) ایجاد می‌کنند. در این روش نشست-های سطح زمین، به صورت فرو رفتگی‌هایی می‌باشد که بر روی تقاطع‌ها وچهارراه‌ها ایجاد می‌شوند.

سایر انواع معمول در روش اتاق و پایه در اشکال ۷-۲ الف و ب نشان داده شده است، که در اولی پایه ها لوزی شکل و در دومی مربعی شکل هستند. هر دو روش برای افزایش مکانیزاسیون عملیات معدنی طراحی شده‌اند. پایه‌های لوزی شکل به افزایش ظرفیت حمل و نقل کمک می‌کند. شکل (۷-۲ ب) استفاده از پایه‌های مربعی را نشان می‌دهد که البته به منظور کاهش تقاطع‌ها، این پایه ها می‌توانند مستطیلی باشند.



الف) طرح اتاق های عریض

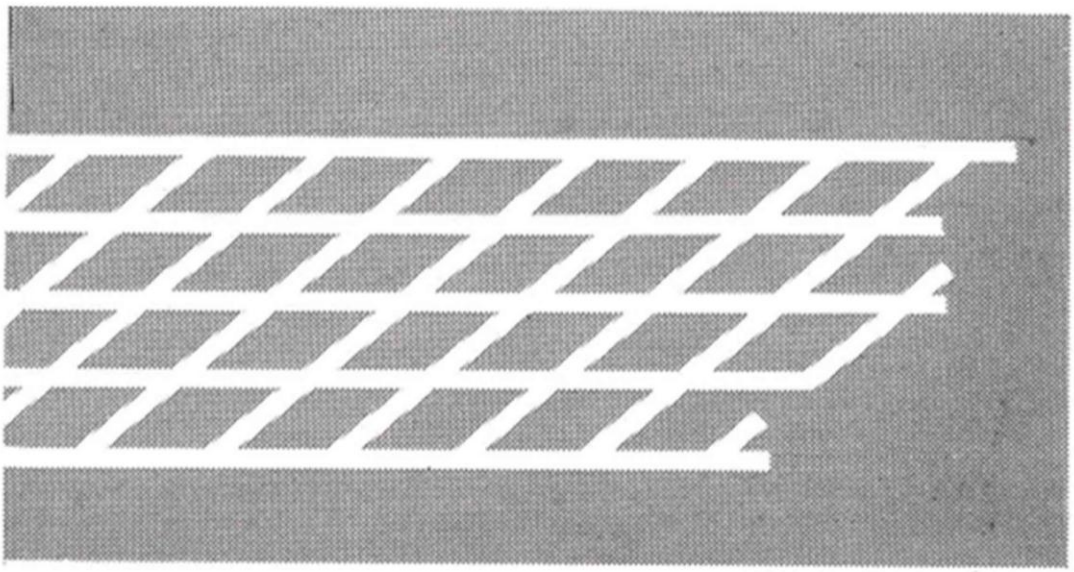
تذکر: آرایش اتاق ها طوری صورت گرفته که آنها را می توان در فرآیند تولید از بقیه قسمت ها تجرید کرد.
همچنین هر کدام از بخش ها را نیز می توان از بقیه قسمت های معدن به طور کامل جدا کرد



ب) بخش استخراجی به روش اتاق و پایه کلاسیک

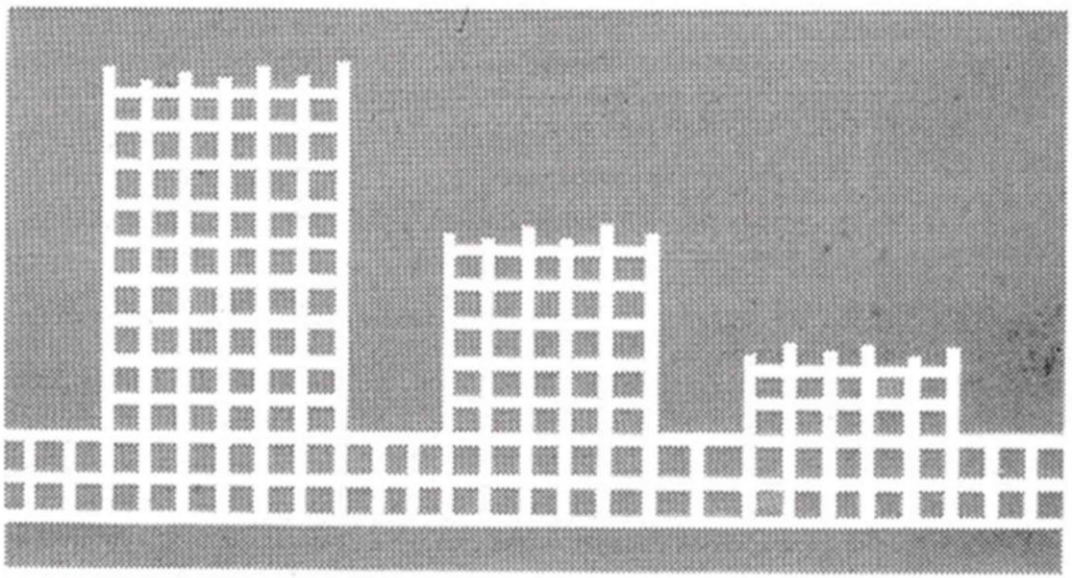
تذکر: بخش استخراجی طوری طراحی شده که آن را می توان به طور کامل از سایر قسمت های معدن جدا کرد.

شکل ۷-۱- انواع قدیمی اتاق و پایه



الف- پلان آرایش لنگه های لوزی شکل تا تجهیزات بتوانند از تقاطع زاویه دار آن براحتی عبور نمایند.

تذکر: در مواد معدنی ضعیف گوشه های تند (حاده) لوزی ها می توانند بشکنند و باعث افزایش سطح بدون نگهداری شوند.
این نوع از روش اتاق و پایه بیشتر در کانسارهای مقاوم کاربرد پیدا کرده است.

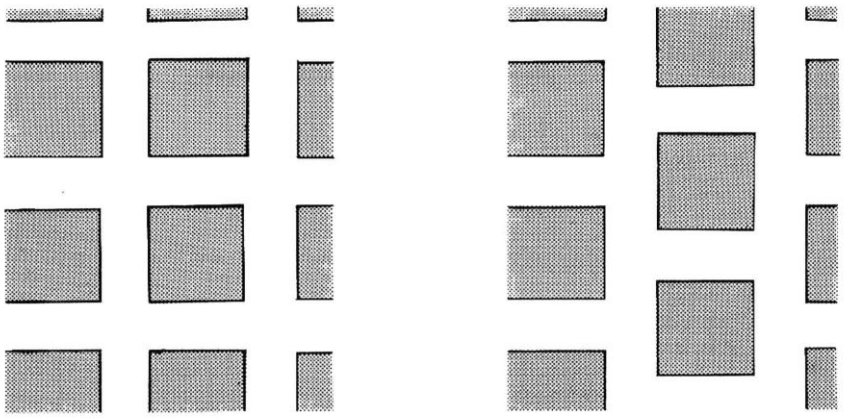


ب- توسعه سیستماتیک بخش های اتاق و پایه از راهروهای اصلی دسترسی با استفاده از لنگه های مربعی شکل
و تقاطع چهارراهی برای افزایش کارآئی عملیاتی.

شکل ۷-۲- آرایش دیگری از لنگه‌ها

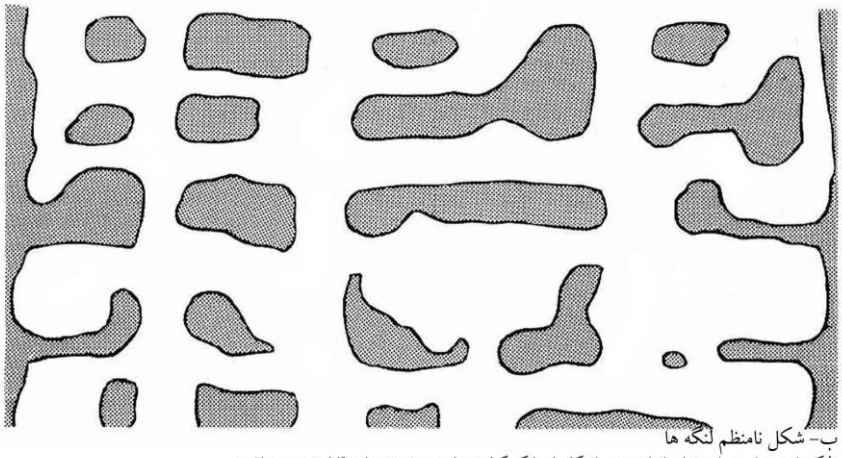
شکل ۷-۳ الف یک نوع استراتژی طراحی پایه‌های پراکنده را نشان می‌دهد که به جای تقاطع چهارراه، سه راهی (T شکل) ایجاد می‌شود. چرا که چهارراه‌ها به دلیل فضای باز ایجاد شده بزرگتر و تمرکز تنش بالا در سقف، سبب ایجاد ناپایداری‌ها و نشست‌های بیشتری نسبت به سه راهی‌ها می‌شوند.

شکل ۷-۳ ب یک نوع آرایش نا منظم پایه‌ها را نمایش می‌دهد که در مورد لایه‌هایی که ضخامت و کیفیت ماده معدنی به طور جدی تغییر می‌کند، کاربرد دارد. در این روش فضای باز بسیار بزرگ، نگهداری محدود و کم و ایجاد تقاطع‌های بزرگ سبب ایجاد پتانسیل مناسب برای نشست سطح زمین می‌شود. در این حالت، در سطح زمین حفره‌هایی در تقاطع‌ها یا در فضای بازی که در نتیجه شکست پایه‌ها یا شکست سقف و فرورفتن پایه‌ها در سقف ایجاد می‌شوند، به وجود می آید.



الف- مقایسه آرایش متقارن و پراکنده لنگه ها

تذکر۱- در آرایش متقارن با تقاطع چهارراهی، اجرای عملیات معدنکاری ساده تر بوده ولی پتانسیل نشست سطح زمین بر بالای تقاطع ها افزایش می یابد.
تذکر ۲- پراکندگی و آرایش لنگه ها با تقاطع سه راهی پایداری اتاق ها را افزایش و پتانسیل نشست را کاهش می دهد.



ب- شکل نامنظم لنگه ها

تذکر: این روش در استخراج انواع معینی از کانسارها که کیفیت ماده معدنی تغییرات قابل توجهی داشته و ضخامت آن بسیار متغیر باشد به کار گرفته می شود.

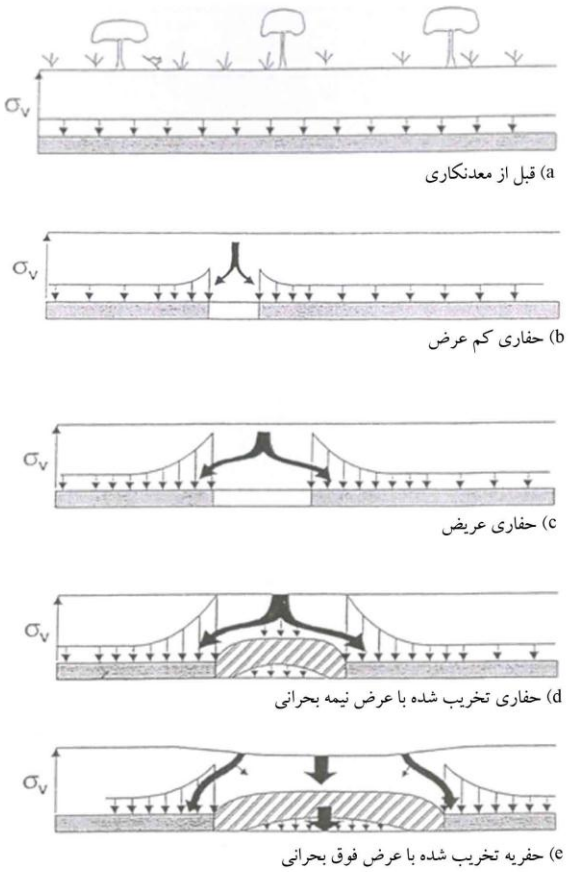
شکل ۷-۳- آرایش پراکنده لنگه‌ها

در هنگام استفاده از پایه‌های نامنظم ممکن است پایه‌های کوچکتر تسلیم شده و بار بر روی پایه‌های مجاور بزرگ‌تر که پایدارتر هستند، منتقل شود. کوچک‌ترین عرض این پایه‌های نامنظم، نقش اساسی را در مقاومت نهایی آنها ایفا می‌کند، بهتر است این روش به‌نام کارگاه و پایه نامیده شود.

۷-۳- فاکتورهای مؤثر در پایداری معادن اتاق و پایه

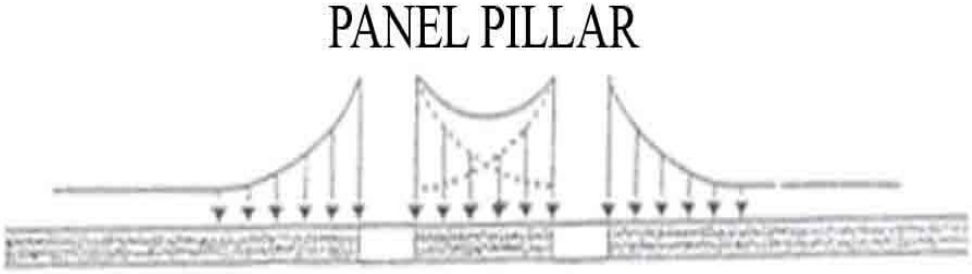
ریزش سقف در روش اتاق و پایه هم به میزان فاصله بین دو پایه (دهانه اتاق) و اینکه تا چه میزان از حد مجاز و پایداری طبیعی خود فراتر رفته باشد و یا ناپایداری حاصل از شکست لنگه‌ها بستگی دارد. قبل از ورود به بحث طراحی اتاق و پایه توزیع تنش بر روی لنگه‌های مختلف به صورت تصویری در شکل‌های زیر نشان داده شده است.

۷-۳-۱- توزیع تنش در پایه‌ها

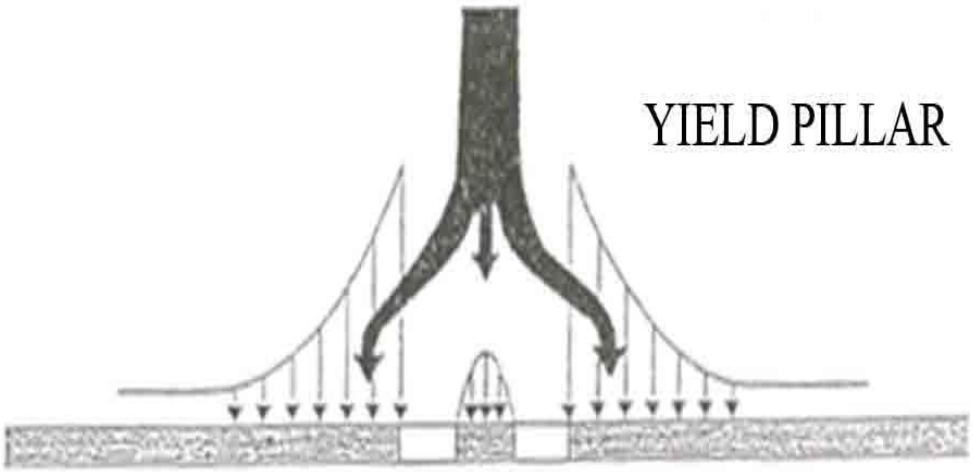


شکل ۷-٤ تأثیر پهنای حفاری و شرایط تخریب روی تنش تکیه‌گاهی قائم

a)وقتی راهرو ها دور از همدیگر هستند، لنگه به صورت دو تا پایه کناری سالم و یکپارچه عمل می کند.

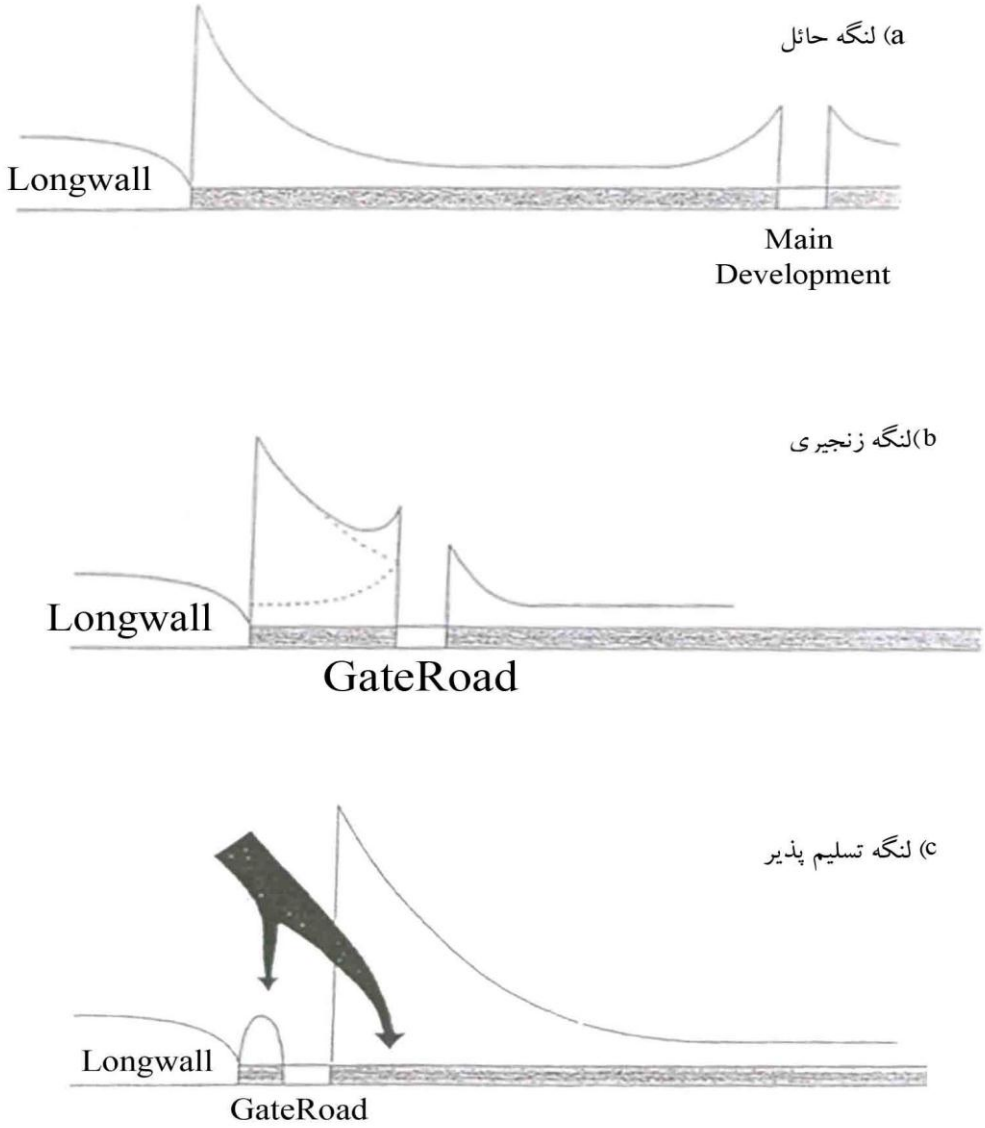


b) با کاهش فاصله راهروها، عرض لنگه کاهش یافته و پروفیل های تنش پایه ای هم پوشانی پیدا کرده و به علت بر هم نهی، تنش افزایش می یابد.



c) زمانی که راهروها خیلی نزدیک به هم باشند، پایه خیلی باریک شده و شروع به تسلیم و باربرداری می کند. این امر باعث انتقال بار به تکیه گاهها می شود.

شکل ۷-۵- تأثیر پهنای پایه روی توزیع تنش عمودی



شکل ۷-٦- اثرات طراحی شبکه معدن روی عملکرد پایه‌ها

۷-٤- سیستم سقف/پایه/ کف

- مقاومت پایه‌های درجا زمین همچنین تابعی از طبیعت و نوع بین سطوح کف و سقف است.

- تحت اثر بار، پایه زغالی تمایل به انبساط جانبی دارد (شکل ۷-۷)

- اصطکاک و چسبندگی در طول ارتباط کف و سقف باعث ایجاد استحکام بر روی این عمل می شود.

– با افزایش سطح پایه مقاومت مزبور افزایش می‌یابد و این به معنی افزایش پهنای پایه است.

– عکس‌العمل و مقاومت در سطح تماس سقف و کف باعث ایجاد تنش‌های جانبی می‌شود که باعث ایجاد محصورشدگی پایه و در نتیجه باعث افزایش ظرفیت باربری می‌شود.

– اثرات سودمند تقویت اصطکاک و چسبندگی در سطح تماس سقف وکف، با افزایش فاصله عمودی سقف و کف به طرف وسط پایه‌ها، کم می‌شود.همچنین این رفتار علت پدیده‌های زیر است:

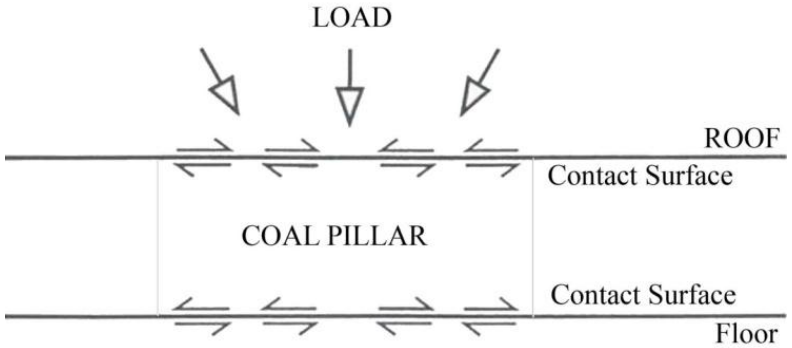
– مقاومت پایه، با افزایش نسبت عرض به ارتفاع افزایش می‌یابد($\frac{w}{h}$).

– مقاومت پایه به هر دوی (شکل و اندازه) آن وابسته است.

– در محیط‌هایی که دارای سقف و کف مقاوم هستند، شکست پایه از وسط آن شروع شده و شکل یک ساعت شنی را پیدا می‌کند.

وقتی تماس سقف و کف خوب و کامل باشد، نیاز به انبساط جانبی کردن پایه‌های زغالی در زیر بار می‌تواند باعث القای تنش‌های افقی شود که قادر به ایجاد کمانش و برش بین لایه‌های سقف و کف شود.

– نتایج اندازه‌گیری مقاومت آزمایشگاهی با نتایج آزمایش‌های درجا تفاوت زیادی دارد.



شکل۷–۷– سیستم سقف/کف/پایه

تحت اثر بار پایه زغالی تمایل به انبساط جانبی دارد. اصطکاک و چسبندگی بین لایه‌های سقف و کف باعث ایجاد مقاومت در مقابل این حرکت می‌شود.

با توجه به شکل فوق می‌توان گفت:

۱- ظرفیت تحمل بار در گوشه‌ها و کناره‌ها در مقایسه با قسمت مرکزی آن کمتر است این امر تأثیر محدودیت‌ها (فشار جانبی) بر مقاومت لنگه نشان می‌دهد. گوشه‌ها و کناره‌ها از این نظر کمترین محدودیت‌ها را داشته، در صورتی که قسمت‌های مرکزی تحت فشارهای جانبی بیشتری است.

۲- قسمت مرکزی، پایه زغال مستعد تحمل تنش‌های بی‌نهایت بالائی است حتی اگر قسمت‌های کناری پایه قبلاً شکسته شده باشند.

۳- توزیع تنش در عرض پایه به صورت یکنواخت نیست، مخصوصاً زمانی که بار روی پایه از دو سوم مقاومت آن فراتر رود. بنابراین، طراحی پایه بر اساس محاسبه تنش متوسط پایه باید آن را به حداکثر تنش‌های پایه افزایش داد.

۷-۵- تعیین مقاومت لنگه

تجربیات بدست آمده از نتایج آزمایش های انجام شده بر روی سنگ و زغال بیانگر این است که با افزایش ابعاد نمونه مقاومت آن کاهش می یابد. مفهوم اندازه بحرانی توده سنگ به هنگام طراحی‌ها بسیار اهمیت دارد. اندازه بحرانی به ابعاد نمونه‌ای گفته می‌شود که اگر اندازه آن افزایش یابد تأثیری در مقاومت آن نداشته باشد. وجود این پدیده ذاتی توسط نویسندگان متعددی تأیید شده است. ببنیاوسکی ابعاد بحرانی نمونه‌های مکعبی زغال را ۵ فوت (۱/۵ متر) پیشنهاد کرد. همچنین هاسترالایت به طور کلی برای مقاصد مهندسی، اندازه بحرانی اندازه ۳فوت (۰/۹ متر) را پیشنهاد کرده است. اثر ویژه مفهوم اندازه بحرانی این است که می‌توان از کل لنگه جهت تحمل بار استفاده کرد.

برای رسیدن به مقاومت لنگه از طریق نمونه‌های آزمایشگاهی باید به صورت زیر عمل کرد:

(فرمول ها بر حسب واحدهای متداول انگلیسی است)

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{36}} \qquad ۱-۷$$

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{h}} \qquad ۲-۷$$

در این فرمول ثابت K باید از طریق آزمایش تعیین شود. همچنین می توان از فرمول زیر استفاده کرد:

$$k = \sigma_c \sqrt{D} \qquad ۳-۷$$

σ_1 مقاومت فشاری تک محوری نمونه به قطر (یا طول یال نمونه مکعبی) D.

به این نکته باید توجه داشت که برای مقادیر مختلف D نتایج بدست آمده متفاوت خواهد بود ولی این اختلاف در محدوده ٤-۲ اینچ (۱۰۰-۵۰ میلی‌متر) برای اهداف مهندسی قابل چشم‌پوشی است.

مقادیر مختلف K برای زغال‌های مختلف به شرح زیر است:

جدول ۷-۱

Seam	k	Seam	k
Cameo (CO)	3200–7970	MaryLee (AL)	3000
Clintwood	4230–5200	Pittsburgh (PA, WV)	5550–5860(av.5580)
Elkhorn No. 4	6000–6250	Pocahontas	4310–4825
Harlan	8860–9460	Springfield #5 (IL)	4930
Herrin #6 (IL)	5500	Upper Freeport (PA)	1640
Marker	10120–10600	Winifrede (WV)	6510

۷-۵-۱- روابط تعیین مقاومت لنگه:

فرمول های متعددی برای تعیین مقاومت لنگه ارائه شده است و در هریک از این فرمول‌ها یک فاکتور اطمینان پیشنهاد شده است. مهم‌ترین فرمول‌ها به شرح زیر است:

۱- فرمول *Obert–Duvall/Wang*

با استفاده از تئوری ارتجاعی و انجام آزمایش‌های آزمایشگاهی بر روی سنگ‌های سخت، فرمول زیر ارائه شد:

$$\sigma_p = \sigma_1(0.778 + 0.222\frac{w}{h}$$ ٤-٧

که در این فرمول:

σ_p: مقاومت فشاری تک محوری نمونه مکعبی (*w/h*=۱)

W: عرض لنگه (اینچ)

h: ارتفاع لنگه (اینچ)

با فرض شرایط بارگذاری ثقلی این فرمول برای نسبت‌های *w/h = 0.25-4* معتبر است.

با استفاده از آنالیز برگشتی از طریق اطلاعات معادن و ویژگی‌های تجهیزات آزمایشگاهی سنگ، فاکتور ایمنی ۲ و ٤ به ترتیب برای مقاصد کوتاه مدت و بلند مدت پیشنهاد شد. اصولاً این فاکتور ایمنی برای تعیین مقاومت لنگه از روی نمونه‌های آزمایشگاهی به کار می‌رود.

توسط *Wang,Skelly,Wolgamott* در مدرسه معادن کلرادو (*CSM*) آزمایشات برجای متعددی بر روی لنگه‌های موجود در *West Virginia* انجام شد. آزمایش به این گونه بود که ابعاد لنگه‌ها یافته تا زمانی که شکست رخ دهد سپس مقاومت لنگه اندازه‌گیری شدهاست. در نهایت فاکتور ایمنی ۲ را پیشنهاد کردند که در شرایط خوب معدنکاری این مقدار قابل قبول است.

این تحقیقات از سه جهت دارای اهمیت است:

۱- کارایی مدل مزبور را در مورد زغال نشان می‌دهد.

۲- مقاومت فشاری تک محوری (σ_p) با آگاهی از مقاومت اندازه بحرانی تعریف شد.

۳-اعتبار فرمول ارائه شده برای نسبت‌های *w/h* تا ۸ افزایش داده شد.

۲- فرمول *Holland - Gaddy*

Holland تحقیقات گادی را گسترش داد و فرمول زیر را ارائه کرد:

$$\sigma_p = \frac{k\sqrt{w}}{h} \qquad ۵–۷$$

در این فرمول:

K: ثابت گادی

W: عرض لنگه (اینچ)

h: ارتفاع لنگه (اینچ)

σ_p: مقاومت فشاری تک محوری (psi)

فرمول ارائه شده برای نسبت‌های w/h ۲ تا ۸ معتبر خواهد بود و فاکتور ایمنی ۲/۲–۱/۸ و برای طراحی لنگه زغال ۲ پیشنهاد شده است.

گرچه از این فرمول در دهه ۱۹۷۰ به طور عمومی استفاده شده است ولی اکنون به دلیل اینکه برای نسبت‌های w/h بزرگتر از ۵ بسیار محافظه کارانه است، استفاده نمی‌شود.

۳– فرمول *Holland*

در مقاله‌ای که در سال ۱۹۷۳ چاپ شد، *Holland* فرمول خود را به گونه‌ای دیگر بیان کرد:

$$\sigma_p = \sigma_1\sqrt{\frac{w}{h}} \qquad ٦–۷$$

σ_p: مقاومت نهایی لنگه‌های مکعبی ($w = h = 1$)

برای استفاده از این رابطه فاکتور ایمنی ۲ پیشنهاد شده است.

٤– فرمول *Manro – Sallamon*

بررسی‌های مختلفی توسط این دو نفر بر روی لنگه‌های سالم و شکسته در آفریقای جنوبی صورت گرفت و پیرو مطالعات *Holland* و گرین والد، رابطه زیر را ارائه کردند:

$$\text{مقاومت} = Kh^{\alpha}w^{\beta} \qquad ۷–۷$$

ثابت‌های این رابطه از طریق آزمایش‌های برجا نعیین می‌شود که بیانگر شرایط واقعی معدنکاری باشد. در کل ۱۲۵ مورد لنگه مورد مطالعه قرار گرفت – ۹۸ لنگه سالم و ۲۷ لنگه شکسته شده –که در هنگام تحلیل با هم ترکیب شده است. در این فرمول فرض شده است که لنگه‌ها هنوز به صورت بکر است و دارای ابعاد ایمن هستند.

$$\sigma_p = 1320 \frac{w^{0.46}}{h^{0.66}} \qquad ۸–۷$$

W: عرض لنگه (فوت)

h: ارتفاع لنگه (فوت)

σ_p: مقاومت فشاری تک محوری (psi)

صورت دیگر این فرمول برحسب واحدهای SI به شکل زیر است:

$$\sigma_p = 7.2 \frac{w^{0.46}}{h^{0.66}} \qquad ۹–۷$$

W: عرض لنگه (متر)

h: ارتفاع لنگه (متر)

σ_p: مقاومت فشاری تک محوری (MPa)

فرمول ارائه شده برای نسبت‌های حدودw/h ۱/۸۸ – ۱/۳۱ معتبر خواهد بود و فاکتور ۱/٦ پیشنهاد شده است.

این فرمول برای شرایط آفریقای جنوبی قابل کاربرد است و در این شرایط مقاومت متوسطی نشان می دهد. همچنین این فرمول در سال‌های اخیر از دو جنبه اصلاح شده است:

۱– استفاده از مقاومت واقعی به جای مقاومت فرضی

۲– اصلاح فرمول برای نسبت‌های بالاتر w/h.

پس از اصلاح به شکل زیر ارائه شده است:

$$\sigma_p(psi) = \frac{k}{\sqrt{12}} \frac{w^{0.46}}{h^{0.66}} \qquad ۱۰-۷$$

۵- فرمول بنیاوسکی

این فرمول بر اساس آزمایشات بزرگ مقیاس که بر روی لنگه‌های زغال صورت گرفته، ارائه شده است. برخی از این تحقیقات توسط گرین والد در آمریکا در فاصله ۱۹۴۱-۱۹۳۳ و بخش دیگر این آزمایشات توسط بنیاوسکی، واگنر و هیردن در ۱۹۷۳-۱۹۶۵ در آفریقای جنوبی انجام شده است. پاره‌ای دیگر از این تحقیقات توسط وانگ در آمریکا بر روی لنگه‌هایی به عرض ۸۰ فوت (۲۴ متر) انجام شده است. هرکدام از این تحقیقات فرمول های جداگانه‌ای دارد. برای اینکه فرمول ارائه شده حالت عمومی داشته باشد و وابسته به موقعیت خاص نباشد، ابتدا برای حوزه زغالی *Witbank* به صورت زیر ارائه شد:

$$\sigma_p = 400 + 220\frac{w}{h} \qquad ۱۱-۷$$

σ_pمقاومت فشاری تک محوری (psi)

رابطه فوق را به صورت بدون بعد می‌توان به شرح زیر بیان کرد:

$$\sigma_p = 620(0.64 + 0.36\frac{w}{h}) \qquad ۱۲-۷$$

در این فرمول مقدار ۶۲۰، مقاومت فشاری تک محوری زغال حوزه *Witbank* با ابعاد بحرانی است. لذا برای استفاده عمومی از فرمول، توسط بنیاوسکی به شکل زیر بیان شد:

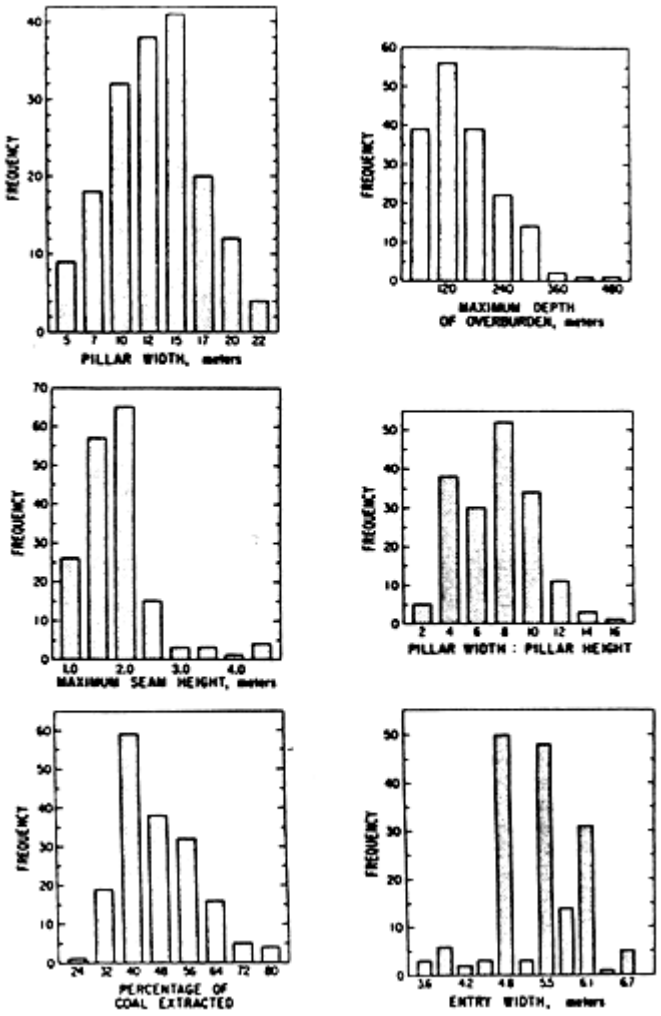
$$\sigma_p = \sigma_1(0.64 + 0.36\frac{w}{h}) \qquad ۱۳-۷$$

σ_1 در این رابطه مقاومت فشاری تک محوری نمونه مکعبی زغال با ابعاد بحرانی یا بیشتر است (برای زغال حدود ۳۰ فوت یا یک متر)

صحت و اعتبار این رابطه توسط بنیاوسکی و *Herdeen* با استفاده از ٦٦ آزمایش بزرگ مقیاس بر روی لنگه‌های زغال برای نسبت‌های حدود *w/h* ٣/٤–٠/٥ تأیید شده است. این فرمول برای نسبت *w/h* تا ١٠ مناسب است ولی برای مقادیر بالاتر نتایج محافظه کارانه‌ای در داشته اما در مقایسه با فرمول‌های دیگر نتایج بهتری در پی دارد. با دانستن مقدار ظ ١ از طریق آزمایش‌های برجای طبقات سنگی می‌توان از این فرمول برای تعیین مقاومت لنگه استفاده کرد.

Holland فاکتور ایمنی ٢ را برای شرایط معدنکاری آمریکا پیشنهاد کرد.

برای روشن شدن این مطلب، یک مطالعه وسیع در سطح ملی بر روی لنگه‌های زغال، شرایط سقف و شرایط حاکم بر طراحی لنگه صورت گرفت. طبق گزارش بنیاوسکی ١٧١ مورد لنگه سالم، ٥٨ سقف شکسته شده و ٢٣ لنگه شکسته شده مورد ارزیابی قرار گرفت.



شکل ٧–٨

این مطالعات نشان می‌دهد که در فرمول بنیاوسکی، فاکتور اطمینان ۲-۱/۵ برای شرایط معدنکاری آمریکا قابل قبول است. مقدار ۱/۵ برای مقاصد کوتاه مدت (مانند گالری‌ها) و مقدار ۲ برای مقاصد بلند مدت (مانند گالری‌های اصلی و نیز هنگامی که بازیابی لنگه‌ها به صورت کامل و پسرو صورت می گیرد). البته مطالبی که مطرح شد تنها به صورت یک ایده راهنما قابل استفاده است و باری معدنکاری در مناطق مختلف می بایست آزمایشات برجا صورت گیرد.

۷-۵-۲- تعیین بار وارد بر لنگه

روش‌های متعددی برای تعیین بار وارد بر لنگه یا به طور دقیق‌تر، میانگین تنش وارد بر لنگه وجود دارد. مهم‌ترین آن‌ها عبارتست از:

۱- تئوری سطح تأثیر

۲- تئوری الاستیسیته

روش تئوری سطح تأثیر، ساده‌ترین روش برای تعیین بار وارد بر لنگه به حساب می‌آید. پس از ساده سازی ها و فرضیات متعدد، بار وارد بر لنگه با استفاده از فرمول زیر محاسبه می‌شود:

$$S_p = \frac{1.1H(W+B)(L+B)}{W \times L} \qquad ۱٤-۷$$

S_p بار وارد بر لنگه (یا میانگین تنش وارد بر لنگه) بر حسب psi

$1.1H$ همان تنش قائم برجا است که با وزن طبقات روباره (یعنی γh) برابر است. تنش قائم حداکثر می‌تواند تا مقدار psi ۱/۱ به ازای هر فوت عمق افزایش یابد.

برای لنگه‌های مربعی می توان بار وارد بر لنگه را از فرمول زیر محاسبه کرد:

$$S_p = 1.1H\frac{[W+B]^2}{W} \qquad ۱۵-۷$$

اگر واژه نسبت استخراج e (یا $100e$ درصد استخراج) را به صورت نسبت فضای استخراج شده به کل فضای معدنی تعریف شود، نسبت استخراج با استفاده از فرمول زیر محاسبه می‌شود:

$$e = 1 - \left[\frac{W}{W+B}\right]\left[\frac{L}{L+B}\right] \qquad ۱۶-۷$$

همچنین می توان با این تعریف، رابطه اصلی تعیین بار وارد بر لنگه را به این شکل بیان کرد:

$$S_P = \frac{1.1H}{1-e} \qquad ۱۷-۷$$

در تئوری سطح تأثیر فرض شده است که:

۱- لایه فقط تحت تنش های قائم است که در سرتاسر فضای استخراجی ثابت است.

۲- هرلنگه تنها وزن ستون سنگی معادل لنگه و سطح استخراجی اطراف خود را تحمل می‌کند. این سطح بین دو لنگه مجاور تقسیم می‌شود. البته این فرض در مناطق کوچک زیاد صادق نیست چون در میانه های فضای استخراجی لنگه ها تحت تنش بیشتری نسبت به لنگه‌های اطراف هستند.

۳- توزیع تنش در سطح مقطع لنگه یکنواخت است.

تحقیقات نشان می دهد که:

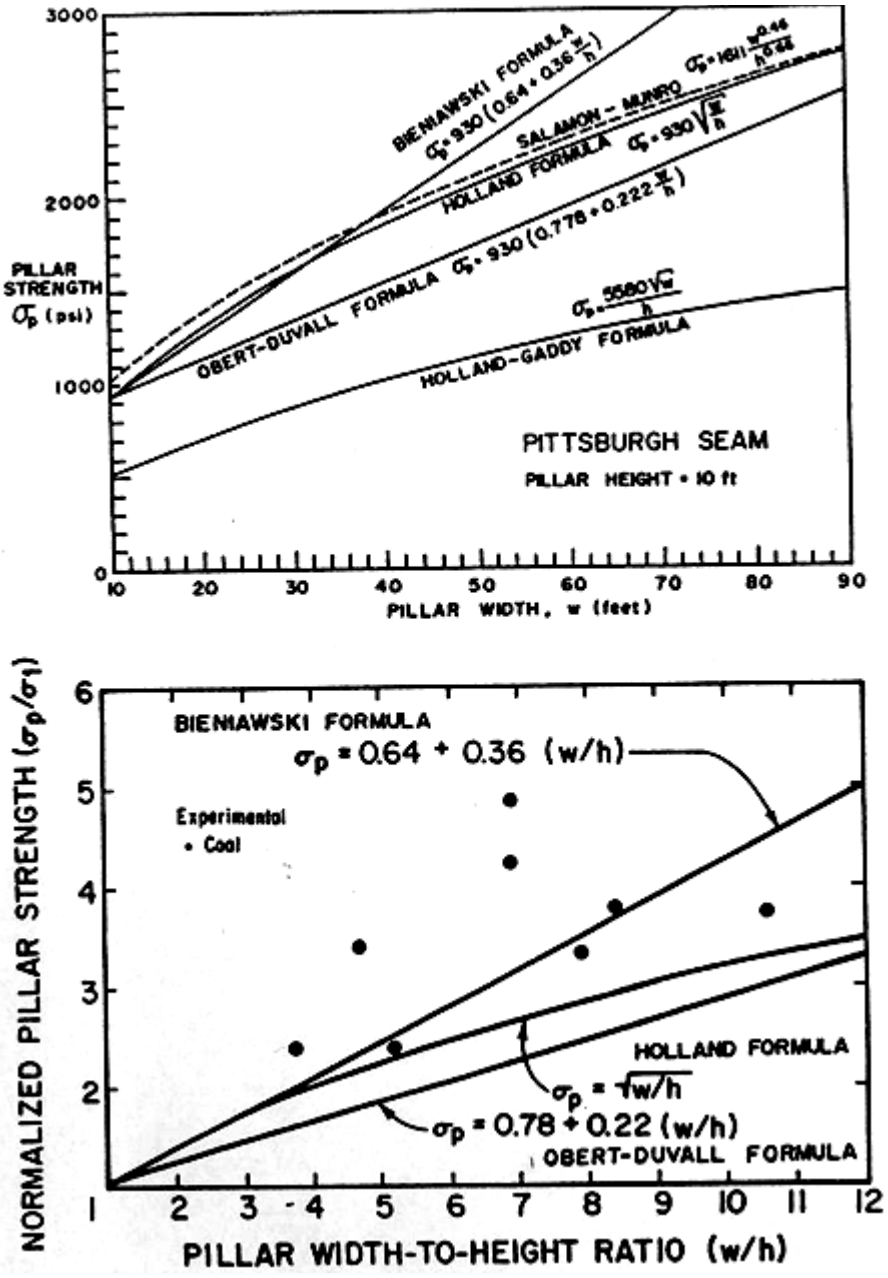
- شدت تنش در کناره ها بیشتر از وسط لنگه است. به خصوص در محل تقاطع سقف و یا کف.
- با افزایش درصد استخراج، تمرکز تنش در لنگه افزایش می‌یابد.
- توزیع تنش در مقطع لنگه به نسبت w/h بستگی دارد.

واضح است که چنین فرضیاتی موجب بروز محدودیت هایی در فرمول می شود که در نهایت به این امر منجر می‌شود که این فرمول مقدار بار را بیش از مقدار واقعی محاسبه می‌نماید. این مقدار حدود ٤٠٪ است. با این وجود به خاطر سادگی و محافظه کارانه بودن روش، استفاده از آن گسترش یافته است.

۷-۵-۳- مقایسه فرمول‌های تعیین بار وارد بر لنگه

از همه این روابط ارائه شده برای تخمین بار وارد بر لنگه، ۵ رابطه عنوان شده بیش از سایرین مورد استفاده قرار گرفته شده است.

در تصویر زیر این روابط به صورت یک جا نمایش داده شده است.



شکل ۷-۹-(این نمودارها بر مبنای اطلاعات لایه زغال *Pittsburgh* تهیه شده است)

بر اساس این نمودار به راحتی می‌توان دریافت که برای نسبت های بالا *w/h*، فرمول بنیاوسکی بیشترین مقدار مقاومت و فرمول *Holland* کمترین مقدار را محاسبه می‌کند. ملاحظه می‌شود که فرمول *Holland* بسیار محافظه‌کارانه است. در فرمول بن، مقاومت لنگه با افزایش نسبت *w/h* به سرعت رشد می‌کند به طوری که لنگه‌هایی با نسبت *w/h*>۱۰ ، غیر قابل تخریب هستند. همچنین از این مقایسه مشاهده می‌شود که رابطه *gaddy–Holland* و *Holland* نتایج نزدیک‌تری دارند. مقاومت محاسبه شده از طریق فرمول *Bieniawski* بیش از مقداری است که از طریق روش‌های تئوری بدست می آید.

پیشنهاد شده است که رابطه بین به صورت نمایی اصلاح شود تا مقادیر افزایش مقاومت با مقادیر افزایش نسبت *w/h* متناسب باشد. نکته دیگر اختلاف بین فاکتورهای ایمنی ارائه شده در هر یک از فرمول‌ها است که در این مقایسه مشاهده می‌شود.

۷–۵–٤– فرآیند طراحی لنگه

فرآیند طراحی لنگه زیر توسط *Bieniawski* برای برنامه‌ریزی معادن جدید اتاق و پایه پیشنهاد شده است:

گام ۱– با استفاده از نمونه‌های استوانه ای شکل (یا مکعبی) به اندازه ۹/۸ اینچ (٥٤ میلی‌متر) مقاومت فشاری تک محوری زغال محاسبه شود.

گام ۲– بر اساس مقاومت فشاری تک محوری زغال، ضریب *k* را با استفاده از فرمول زیر محاسبه کنید.

$$k = \sigma_c \sqrt{D} \qquad ۱۸–۷$$

گام ۳– با استفاده از فرمول های تخمین مقاومت پایه، عرض پایه را برای ارتفاع مشخص تعیین کنید.

به عنوان مثال بهترین رابطه از لحاظ ایمنی و اقتصادی فرمول زیر است:

$$\sigma_p = \sigma_1(0.64 + 0.36 W/h) \qquad ۱۹-۷$$

که در این فرمول:

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{36}} \qquad ۲۰-۷$$

گام ٤- بر اساس یکی از سیستم‌های طبقه بندی مهندسی سنگ (یا با استفادهاز تئوری تیرها)، دهانه اتاق انتخاب شود.

گام ٥- تعیین بار وارد بر لنگه انجام شود. چنانچه معدن اتاق و پایه زغال باشد می‌توان از تئوری سطح تأثیر استفاده کرد.

$$S_p = 1.1H\left[(W+B)/W\right]\left[(L+B)/W\right] \qquad ۲۱-۷$$

گام ٦- یک فاکتور ایمنی انتخاب شود (معمولاً بین ۲-۱/٥) و معادله $F = \sigma_P / S_P$ را بر حسب w حل کنید.

گام ۷- برای مقاصد اقتصادی و سودآوری معدنکاری نسبت استخراج را کنترل نمایید(e).

$$e = 1 - \left[W/(W+B)\right]\left[L/(L+B)\right] \qquad ۲۲-۷$$

گام ۸- اگر درصد استخراج محاسبه شده قابل قبول نباشد باید عرض و طول لنگه را تغییر داد تا زمانی که شرایط از لحاظ ایمنی و اقتصادی قابل قبول باشد.از مرحله ۷، W,h مربوط به لنگه را برای دسترسی به مورد نظر انتخاب و سپس پارامترهای حاصل را از نظر پایداری کنترل نمایید. برای این کار رابطه $F = \sigma_P / S_P$ را تشکیل دهید. $F=1.5$ برای لنگه‌های با عمر کم و $F=2$ برای لنگه‌های با عمر زیاد.

گام ۹- بر اساس پارامترهای متعدد معدنکاری، زمین شناسی و شرایط سقف گزینه های برنامه‌ریزی معدن مورد ارزیابی قرار گیرد و در نهایت مورد قضاوت مهندسی قرار گیرد.

این مراحل فقط برای معادن اتاق و پایه نیست بلکه در سایر کارهای مهندسی سنگ مانند جبهه کار طولانی هم کاربرد دارد ولی نمی توان برای محاسبه بار وارد بر لنگه از تئوری سطح تأثیر استفاده کرد.

مثال- با استفاده از شرایط معدنکاری در لایه *Pittsburgh*، لنگه‌های لازم را طراحی کنید.

Depth H = 500 ft (152 m)
Entry width B = 18 ft (5.5 m)
Pillar width w = 60 ft (18.3 m)
Pillar length L = 80 ft (24.4 m) (L/w = 1.33)
Seam height h = 7 ft (2.1 m)

Pittsburgh seam characteristics: k = 5580 based on σ_c = 3822 psi from NX cores.

حل:

$$F = \sigma_p/S_p = \frac{930\,(0.64 + 0.36 \times 60/7)}{1.1 \times 500 \times 78/60 \times 98/80} = 3.95$$

$F \cong 4.0$, $(w/h = 8.57)$

$e = 1 - 60/78 \times 80/98 = 0.372 = 37.2\%$

واضح است که فاکتور ایمنی بیش اندازه است و نیز اینکه درصد استخراج برای مقاصد اقتصادی کافی نیست. برای افزایش درصد استخراج، حداقل ابعاد لنگه با استفاده از فرمول های مذکور حساب می شود به طوری که نسبت *W/L=1.33* رعایت شود.

Formula	Pillar width (ft)	Pillar length (ft)	Extraction e	Appropriate factor of safety, F
Obert-Duvall	44.2	58.8	0.46	2.0
Holland-Gaddy	52.8	70.2	0.41	1.8
Holland	38.6	51.3	0.50	2.0
Salamon-Munro	28.9	38.5	0.57	1.6
Bieniawski	28.8	38.3	0.58	1.5

بر اساس مقادیر ابعاد ۳۹–۲۹ فوت (۱۱/۹–۸/۸) انتخاب می‌شود. در نتیجه درصد استخراج ٪۵۹ و فاکتور ایمنی۱/۵۲ قابل قبول خواهد بود.

مثال– یک معدن زغال در لایه *Pittsburgh* در عمق ۵۰۰ فوت (۱۵۲ متر) با لنگه و سقف پایدار در حال کار است. استخراج در عمق ۱۰۰۰ فوت (۳۰۵ متر) برنامه‌ریزی شده است. ابعاد لنگه‌ها را در محاسبه کنید.

شرایط معدن:

حل:

$H = 500$ ft (152 m)
$h = 10$ ft (3 m)
$w = 40$ ft (12.2 m)
$B = 18$ ft (5.5 m)

$$S_p = 1156 \text{ psi}$$

$$\sigma_p = 930\,(0.64 + 0.36\, w/h) = 1934 \text{ psi}$$

$$F = 1.67$$

$$e = 0.52 = 52\%$$

برای طراحی لنگه ها در عمق ۱۰۰۰ فوتی عرض اتاق را ۱۸ متر فرض می شود. با این حساب بر اساس فرمول های مختلف داریم:

Equation:	Obert and Duvall	
F	Extraction	Width
2.0	0.26	109.6 ft (33.4 m)
Equation:	**Holland**	
F	Extraction	Width
2.0	0.27	105.3 ft (32.1 m)
Equation:	**Holland and Gaddy**	
F	Extraction	Width
1.8	0.15	210.2 ft (64.1 m)
Equation:	**Salamon and Munro**	
F	Extraction	Width
1.6	0.33	80.0 ft (24.4 m)
Equation:	**Bieniawski**	
F	Extraction	Width
1.5	0.39	63.5 ft (19.4 m)

۷-۵-۵- تحلیل پایداری کف

مشکلات پایداری کف در تونل ها و معادن از سال‌ها پیش تشخیص داده شده است. ولی تاکنون کوشش‌های چندانی برای تحقیق و بررسی این موضوع صورت نگرفته است. این غفلت و کتاهی مشکلات متعددی به وجود آورده است که ایمنی محیط کار کارکنان و تجهیزات، دسترسی به تجهیزات، حمل و نقل و تهویه را تحت تأثیر قرار داده است.

آگاهی از ظرفیت باربری کف اهمییت بسزایی دارد مخصوصاً به هنگام طراحی سیستم نگهداری چبهه کار طولانی برای معدن زغال.

به دلیل اینکه شرایط بارگذاری (جای گذاری لنگه ها) و باربرداری (ایجاد اتاق ها) روی کف، تقریباً شبیه به بارگذاری قائم بر روی یک پی در اعماق کم است، می توان برای محاسبه توان باربری کف از

تجربیات مکانیک خاک استفاده کرد. ظرفیت باربری به صورت حداکثر بار قابل تحمل بدون اینکه شکستی حاصل شود، تعریف می شود.

Brady, Brown برای مواد چسبنده و اصطکاکی مانند سنگ های نرم روابط زیر را ارائه کرده اند:

$$q_u = \frac{1}{2}\gamma B N_\gamma + cN_c$$

$$N_c = (N_q - 1)\cot\phi$$

$$N_\gamma = 1.5\,(N_q + 1)\tan\phi$$

$$N_q = e^{\pi\tan\phi}\tan^2\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\phi}{2}\right)$$

۲۳-۷

γ دانسیته

B عرض لنگه

L طول لنگه

C: نیروی چسبندگی طبقات کف

ϕ زاویه اصطکاک داخلی طبقات کف

برای پایه هایی به طول L ، ظرفیت باربری از فرمول زیر محاسبه می شود:

$$q_u = \frac{1}{2}\gamma B N_\gamma S_\gamma + c\cot\phi\, N_q S_q - c\cot\phi \qquad (10.5.40)$$

۲۴-۷

فاکتورهای شکلی از روابط زیر محاسبه می شود:

$$S_\gamma = 1.0 - 0.4\,(B/L)$$

$$S_q = 1.0 + \sin\phi\,(B/L)$$

۲۵-۷

مثال- برای شرایط زیر تحلیل پایداری کف را انجام دهید.

Longwall panel at the depth of 640 ft (195 m). The floor of the 18-ft (5.5-m) wide entry is next to a yield pillar with $B = 22$ ft (6.7 m) and $L = 130$ ft (39.7 m). Entry height $h = 6$ ft (1.8 m). The pillar load, as determined from the ALPS procedure, is $\sigma_p = 2660$ psi (18.3 MPa). The properties of the fractured grey shale, which is the floor material, are: density $\gamma = 70$ lb/ ft^3, cohesion $c = 30$ psi (4320 psf) (0.2 MPa), friction angle $\phi = 19°$, uniaxial compressive strength $\sigma_c = 1680$ psi (11.6 MPa). The rock mass rating RMR = 44.

Solution.

$$S_\gamma = 1 - 0.4 \times 0.169 = 0.932$$
$$S_q = 1 + 0.2789 \times 0.169 = 0.953$$
$$\gamma = 70 \text{ lb/ft}^3$$
$$N_q = 5.80 \text{ for } \phi = 19°$$
$$N_\gamma = 4.68 \text{ for } \phi = 19°$$
$$q_u = \tfrac{1}{2} \times 70 \times 22 \times 4.68 \times 0.932 + 4320 \times 2.31 \times 5.8 \times 0.953 - 4320 \times 2.91$$
$$= 3358.55 + 69486.0 - 12571.0 = 60{,}273 \text{ psf} = 418 \text{ psi}$$
$$F = 418/2660 = 0.16 < 2.00 \text{ (floor failure expected).}$$

در قسمت زیرین، خروجی یک برنامه میکروکامپیوتر آورده شده است که تنش نهایی وارد بر طبقات کف معادن زغال را محاسبه می کند:

اطلاعات معدن و پارامترهای ژئومکانیکی کف به شرح زیر است:

Mine Data and Geomechanical Parameters of the Floor Strata:

Lithological type of-the floor: sandy shale
Uniaxial compressive strength (in MPa): 11.6
Point of critical energy release (in MPa): 8.5
Tensile strength (in MPa): 1.5
Unit weight of the floor (in kN/m^3): 12
RMR (rock mass rating): 44
Depth of overburden (in meters): 195
Unit weight of the overburden (in kN/m^3): 25
Pillar width (in meters): 6.7
Pillar length (in meters): 40
Pillar stress (in MPa): 18.3
Entry width (in meters): 5.5
Entry height (in meters): 1.85
Value of m for intact rock: 12.5

Stability analysis—pillar punching into floor

Parameter m: 1.69
Parameter s: 0.002
Geostatic stress (in MPa): 4.88
Cohesion of floor strata (in MPa): 3
Equivalent angle of internal friction—floor: 19°
Ultimate stress on floor strata (in MPa): 15.34
Factor of safety of floor: 0.84. Expect floor failure.

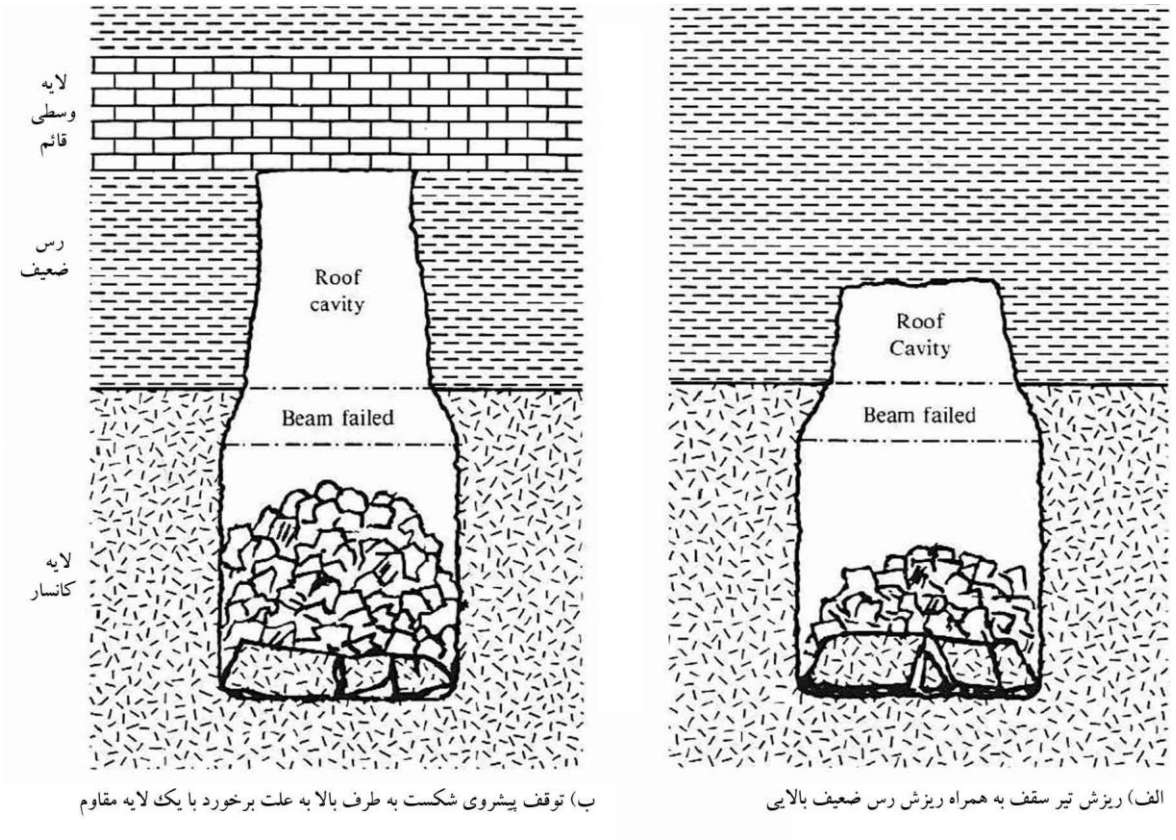
۷-٦- شکست تیر سقف:

شکل ۷-۱۰ یک نوع از این شکست را نشان می‌دهد که منجر به ریزش لایه‌های بالایی شده است. نگه داشتن یک ضخامت از ماده معدنی در بالای سقف به منظور افزایش نگهداری در هنگامی‌که سنگ-های ضعیف در بالای اتاق استخراجی وجود دارد، امری معمول است. در لایه‌های رسوبی، شکست سقف معمولاً با پوسته پوسته شدن آغاز شده واین امر سبب ضعیف شدن تیر سقف می‌شود. شکست تیر سقف عمدتاً به دلیل ایجاد تنش‌های کششی(که به دلیل استخراج اتاق ایجاد می‌شوند) و فراتر رفتن آن از مقاومت کششی طبیعی سنگ ایجاد می‌شود. شکل ۷-۱۰الف نشان می‌دهد که در نتیجه شکست تیر سقف، لایه‌های ضعیف تر روی لایه کانسار، به سمت پایین ریزش می‌کنند. به نظر می‌رسد که سنگ‌های

ضعیف روی لایه ماده معدنی، عمدتاً به دلیل مقاومت برشی ضعیف و چسبندگی کم در صورت وجود رس شروع به ریزش می‌کند.

آزمایش موارد متعدد ریزش نشان می‌دهد که ریزش تقریباً دایره‌ای شکل با سقف تقریباً مسطح و صاف، روند توسعه ریزش به سمت بالا با شکست برشی در گوشه‌ها و جداشدن سنگ در قسمت مرکزی حفره ریزشی در حال گسترش و توسعه می‌یابد.

این دودکش ریزش تا جایی گسترش می‌یابد که مقاومت سنگ‌های اطراف اجازه دهد. در صورتی که یک لایه مستحکم در مسیر ریزش وجود داشته باشد(شکل ۷-۱۰ الف) در این صورت ریزش در لایه مزبور متوقف شده ودر همین حالت باقی می‌ماند. در صورتی که عمق کافی باشد، در این صورت این ریزش به علت افزایش حجم مواد ریزشی و بعد پرشدن فضای خالی خود به خود متوقف خواهد شد.



شکل ۷-۱۰-ویژگی‌های عمومی تیر سقف ریزشی و توسعه تخریب متعاقب آن

۷-۷- ارزیابی پایداری سقف به صورت یک تیر:

برای این منظور ابعاد اتاق مانند عرض دهانه آن و مقاومت کششی سنگ سقف مد نظر قرار می‌گیرد. اساس کار به این صورت است که بر اساس قانون الاستیسیته، تنش‌های کششی را محاسبه نموده و آن را با مقاومت کششی طبیعی سنگ سقف مقایسه می‌کنند. برای یک اتاق منفرد و بدون تقاطع، ماکزیمم ممان خمشی توسط رابطه ۷-۲۶ محاسبه می‌شود.

با به کارگیری رابطه ۷-۲۹ با توجه به شرایط عملی یک معدن اتاق و پایه شکل ۷-۱۱تولید شده است تا بتوان تأثیر ضخامت تیر بر روی طول تیر(دهانه اتاق) را نشان داد و مطمئن شد که ماکزیمم تنش کششی (σ_{tens}) از مقاومت کششی سنگ تقلیل دهند فراتر نمی‌رود. مقاومت کششی سنگ نیز توسط آزمایش تعیین می‌شود، که در اینجا مقادیر معرف مقاومت سنگ آهک داده شده است.

شکل ۷-۱۱ نشان می‌دهد که اگر ضخامت تیر به کمتر از ۱ متر تقلیل یابد در این صورت شیب کاهش طول تیر برای تأمین پایداری به طور قابل ملاحظه‌ای افزایش می‌یابد.

$$M_{\max} = \frac{qw^2}{12} \qquad ۷-۲۶$$

$$qw = (\gamma b)dw \qquad ۷-۲۷$$

$$\sigma = \frac{My}{I} = (\frac{\gamma bdw}{12})w\,(\frac{12}{bd^3})(\frac{d}{2}) \qquad ۷-۲۸$$

$$\sigma_{tens} = \frac{\gamma w^2}{2d} \qquad ۷-۲۹$$

M_{max}: ماکزیمم ممان خمشی ایجاد شده در تیری که الاستیک است

q: بار واحد گسترده روی تیر

w: طول تیر (دهانه اتاق)

qw: بار کلی روی تیر

σ: تنش کششی ایجاد شده بر روی تیر در اثر خمش

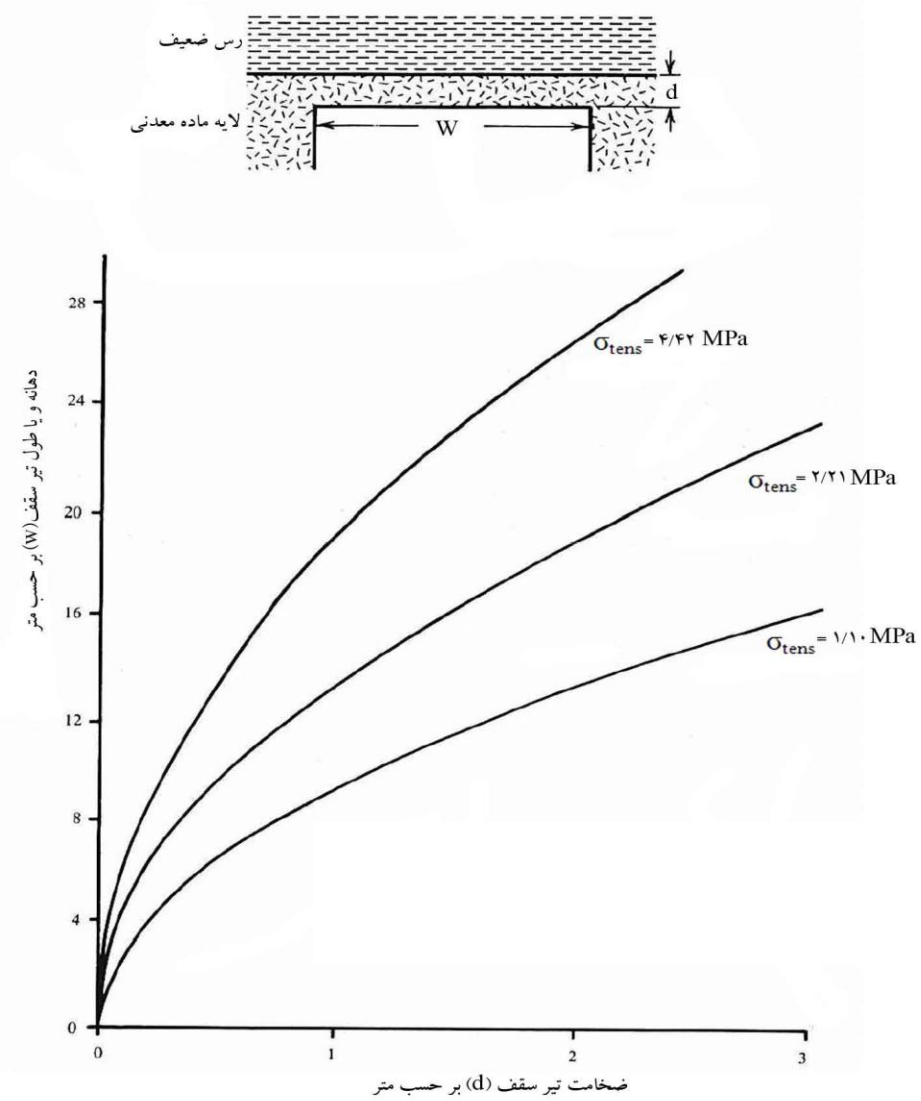
y: فاصله نقطه مورد نظر تا محور خنثی

I: ممان اینرسی تیر. در حالی که تیر مستطیلی است از رابطه($\frac{1}{12}bd^3$) بدست می‌آید.

σ_{tens}: مقاومت کششی آستانه سنگ که پایداری را بسته به ابعاد اتاق تأمین می‌کند.

γ: چگالی مواد تیر سقف

b، d :ابعاد سطح مقطع مستطیلی تیر d: عمق تیر b:پهنای تیر



شکل ۷-۱۱- ویژگی های خودنگهداری سنگ آهن بریتانیا در رابطه با طول تیر (دهانه اتاق) و ضخامت با مقادیر متفاوت مقاومت کششی

۷-۸- مقاومت پایه‌ها (مطالعه موردی):

مقاومت لنگه‌ها از ملاحظات اساسی در طراحی روش اتاق و پایه است.، زیرا بارگذاری بیش از حد لنگه‌ها می‌تواند باعث شکست‌های بزرگ مقیاس و ریزش معدن شود. مقاومت پایه‌های زغالی در آفریقای جنوبی توسط سالامون[1] (۱۹۶۷) بررسی شده است و این فرمول توسط وی ارائه شده است:

مقاومت لنگه: $\frac{7180P^{0.46}}{M^{0.66}}$ ۳۰-۷

مقاومت لنگه با واحد (KN/m^2)

P: طول ضلع کناری لنگه مربعی شکل (m)

M: ارتفاع اتاق (متر)

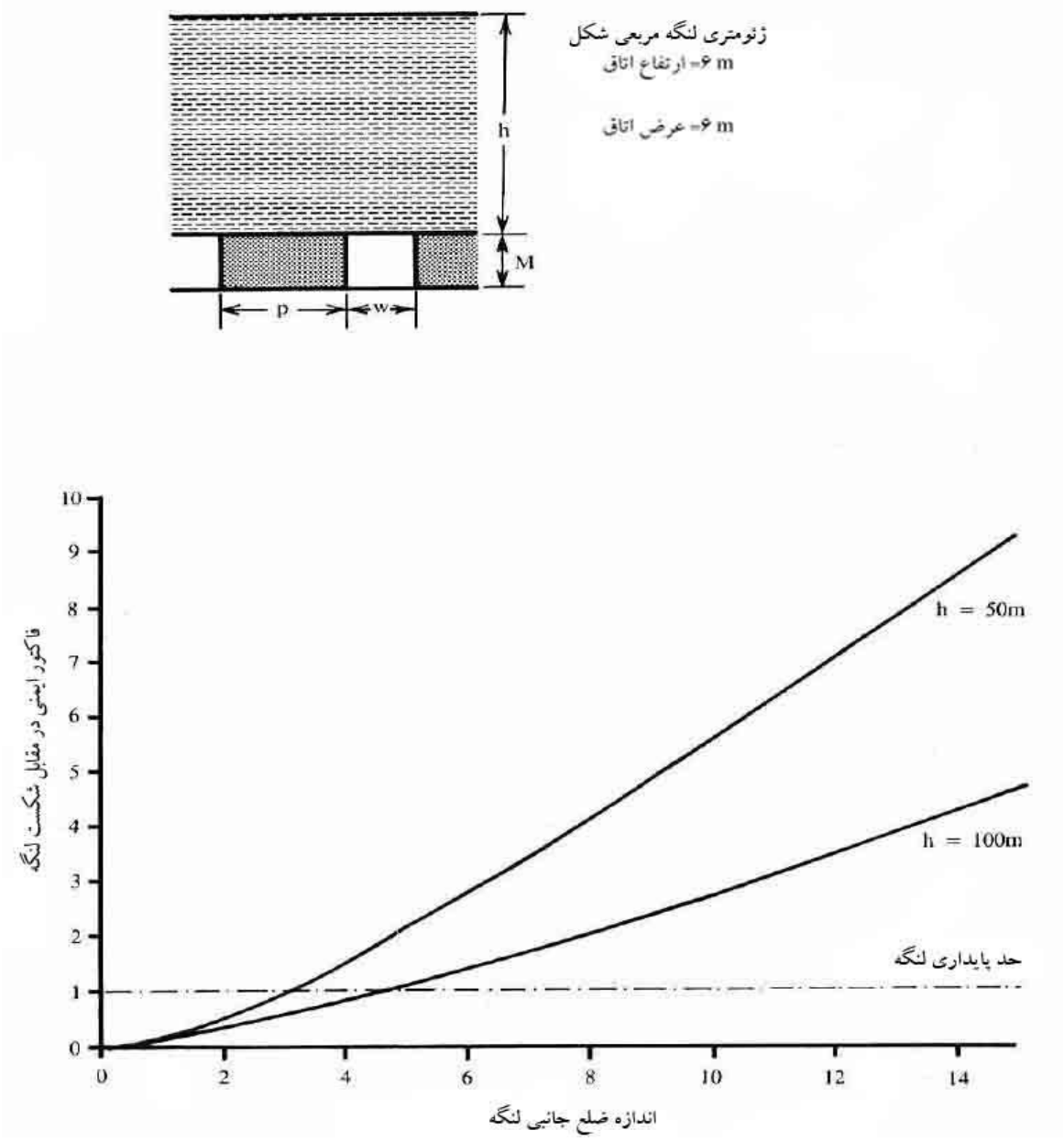
در معدنکاری زغال با پایه‌های مربعی و با فرض توزیع یکنواخت بار بر روی پایه‌های با ابعاد مساوی در نحوه توزیع بار بر روی یک لنگه را در شکل ۷-۱۳ نمایش می‌دهد. بنابراین تنش قائم متوسط بر روی پایه‌ها ناشی از بار طبقات فوقانی و توزیع مجدد تنش به دلیل وجود اتاق‌ها توسط رابطه زیر بدست می آید:

تنش مؤثر متوسط بر پایه $= \gamma gh\ (\frac{w+p}{p})^2$ ۳۱-۷

با در نظر گرفتن لایه‌های جانبی روی زغال و ماهیت رسوبی آنها، وزن مخصوص آن‌ها می‌تواند به طور متوسط (kg/m^3) ۲۳۵۰ در نظر گرفته شود، با فرض g برابر (m/S^2) ۹/۸۱ در این صورت رابطه ۷-۳۱به صورت زیر بیان خواهد شد:

تنش قائم متوسط مؤثر بر لنگه: $23h(\frac{W+P}{P})^2\ kN/m^2$ ۳۲-۷

1- Salamon



شکل ۷-۱۱

فاکتور ایمنی در پایه‌ها:

سالامون نسبت بین مقاومت پایه به تنش پایه را به عنوان فاکتور ایمنی بیان کرده است. این مفهوم با رابطه زیر تعریف می‌شود:

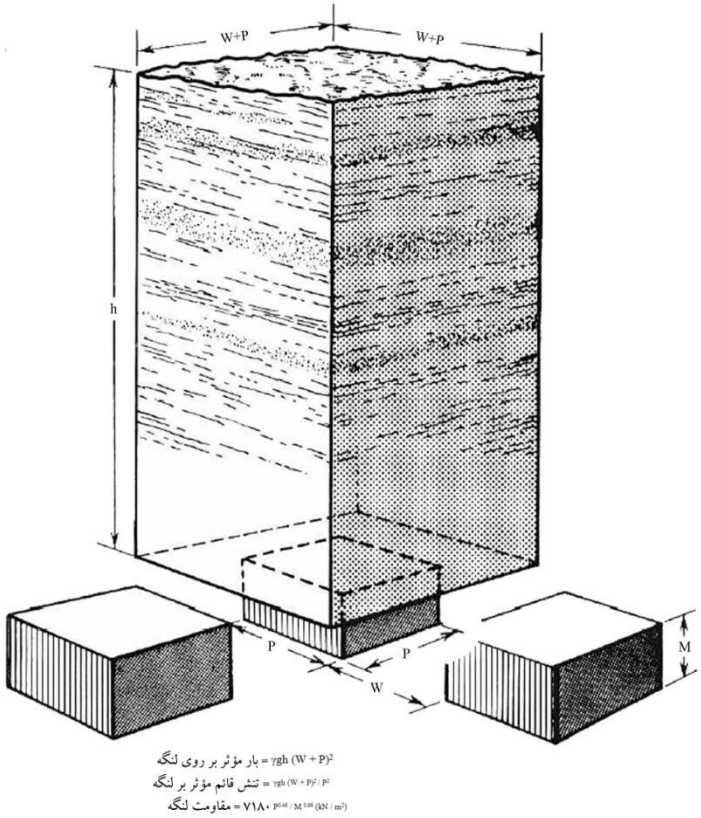
$$\text{فاکتور ایمنی در مقابل شکست} = \frac{7180(\frac{P^{0.46}}{M^{0.66}})}{23h(\frac{W+P}{P})^2} \qquad ۳۳-۷$$

تمام فاکتورهایی که در رابطه قبل به کار رفته است در شکل ۷-۱۳ نمایش داده شده است. این فرمول برای تعیین مقاومت پایه‌های زغالی در معادن آفریقای جنوبی بدست آمده است اما در سایر کشورها نیز کاربرد داشته اشت.

Whittater&smith (۱۹۸۷) از فرمول سالامون برای بیان مقاومت پایه‌های معادن آهن انگلستان استفاده کردند. رابطه آن ها برای فاکتور ایمنی به صورت زیر است:

$$\text{فاکتور ایمنی لنگه در مقابل شکست} = \frac{19450\left(\frac{P^{0.46}}{M^{0.66}}\right)}{23h\left(\frac{W+P}{P}\right)^2} \qquad ۳۴-۷$$

مقدار ثابت در رابطه فوق به عنوان متغیر با توجه به مقادیر به دست آمده از نمومه‌های آزمایشگاهی در نظر گرفته شد تا بتوان این رابطه را برای معادن آهن استفاده کرد.



شکل ۷-۱۳- روابط تنش و مقاومت لنگه برای اتاق و لنگه‌های مربعی شکل زغال

۷-۹- توضیحاتی در مورد فرمول‌های مقاومت لنگه:

روابط زیادی برای مقاومت پایه وجود دارد، که بسیاری ازآنها شبیه به یکدیگر هستند، تقریباً همه آنها بر اساس یکی از دو فرم هستند:

$$\max\ \sigma_p = \sigma_c\left[A + B\left(\frac{w}{h}\right)\right] \qquad ۳۵-۷$$

$$\max\ \sigma_p = k\frac{w^{a}}{h^{b}} \qquad ۳۶-۷$$

$\text{Max}\ \sigma_p$ = مقاومت پایه

σ_c = مقاومت فشاری آزمایشگاهی یک نمونه مکعبی شکل زغال

w = عرض پایه

h = ارتفاع پایه

A,B = مقادیر ضرایب آزمایشگاهی و یا درجا (A+B=۱)

a ،b = مقادیر ضرایب آزمایشگاهی و درجا

K = مقاومت لنگه مکعبی شکل زغال با ابعاد بحرانی

دقت شود که هر دو رابطه بالا اثر نسبت عرض پایه به ارتفاع آن را بر روی مقاومت پایه در نظر گرفته است مثالی از فرمول لنگه برای هر کدام از دو گروه فرمول فوق:

$$\max\ \sigma_p = 6.2\left[0.64 + 0.36\left(\frac{w}{h}\right)\right]\ (\text{MPa}) \qquad \text{بنیاوسکی} \qquad ۳۷-۷$$

$$\max\ \sigma_p = 7.2\frac{w^{0.46}}{h^{0.66}}\ (\text{MPa}) \qquad \text{سالامون} \qquad ۳۸-۷$$

فرمول بنیاوسکی در این جا ارائه شده، زیرا اگر چه، تقریباً اغلب بر اساس اطلاعات آزمایشگاهی به دست آمده اما ارزیابی درجای آن در آمریکا، کارائی آن را با ضریب اطمینان کافی تأیید کرده است.

رابطه سالامون آورده شده است، زیرا بر محدودیت‌های مطالعات آزمایشگاهی به دلیل اینکه بر اساس مطالعات صحرایی در آفریقای جنوبی ارائه شده فائق آمده است ندارد، اکثر تجارب موجود از کاربردهای این فرمول با در نظر گرفتن ضریب اطمینان دقیق‌تر و بهتر از تمام فرمول‌های دیگر، تعیین شده است.

– رابطه سالامون برای شرایطی که نسبت عرض به ارتفاع پایه ۵ یا کمتر باشد، ارائه شد سالامون متذکر شده که برای نسبت‌های عرض به ارتفاع بیشتر، مانند تمام فرمول‌های مشابه این رابطه، مقاومت پایه را کمتر تخمین می‌زند.

– سالامون اخیراً رابطه خود را برای پایه‌هایی که نسبت عرض به ارتفاع آنها از ۵ بیشتر باشد توسعه داد رابطه برای مقاومت این نوع پایه‌های کوتولو به صورت زیر است:

$$\max\ \sigma_{\mathrm{p}} = 18.7\ \frac{\left[0.2373\left[\left(\frac{w}{5h}\right)^{2.5}-1\right]+1\right]}{w^{0.1334}h^{0.667}}\ (\mathrm{MPa}) \qquad ۳۹–۷$$

– رابطه‌های۷–۳۱،۷–۳۷،۷–۳۹ برای مقاومت پایه بر اساس مقاومت پایه‌های مربعی است. هیچ رابطه مشخصی برای محاسبه پایه‌های مستطیل شکل وجود ندارد.

– از پایه‌های مستطیلی انتظار می‌رود که قوی‌تر از پایه‌های مربعی شکل هم عرض خود باشند، زیرا سطح تماس بیشتری بین پایه مستطیلی و لایه‌های کف و سقف وجود داشته و زغال بیشتری برای محدود کردن هسته مرکزی وجود دارد اگر چه این فرض ممکن است وقتی که پایه باریک است درست نباشد، زیرا شکست می‌تواند بدون توجه به طول زیاد پایه به سرعت به صورت عرضی توسعه یابد.

– محافظه کارانه‌ترین راه ممکن این است که مقاومت پایه مستطیلی را بر اساس بعد حداقل یعنی پهنای پایه در نظر گرفته شود.

– هنگامی که نسبت حداقل پهنای پایه به ارتفاع آن ($\frac{w_{\min}}{h}$) تقریباً بیشتر از ۵ باشد، می‌توان مقاومت پایه را بر اساس پهنای مؤثر آن (w_{eff}) در نظر گرفت که بر اساس رابطه زیر به دست می‌آید.

$$W_{eff} = \sqrt{w_1 \times w_2} \qquad ۴۰-۷$$

$$W_{eff} = \frac{4A}{C} = \frac{4(w_1 \times w_2)}{2(w_1+w_2)} = \frac{2(w_1 \times w_2)}{w_1+w_2} \qquad ۴۱-۷$$

به طوری که A سطح پایه، C محیط پایه است.

این تخمین باید بر اساس محدودیتی برای نسبت طول به پهنای پایه انجام گیرد باشد زیرا وقتی طول پایه به طور معنی‌داری از عرض آن بیشتر می شود، انتظار نمی‌رود افزایش بیشتر طول پایه به همان نسبت بتواند، ظرفیت باربری پایه را افزایش دهد. به نظر می‌رسد که بهتر است مقدار w_2 را در رابطه فوق بر اساس این دو فرمول محدود کنیم.

$$Max\ w_2 = 2w_1\ or\ w_2 \qquad ۴۲-۷$$

هرکدام که کوچک‌تر با شد.

خلاصه: عرض موثر پایه‌ها

گزینه اول: $W_{eff} = \sqrt{w_1 \times w_2}$ ۴۳-۷

گزینه دوم: $W_{eff} = \frac{4A}{C} = \frac{4(w_1 \times w_2)}{2(w_1+w_2)}$ ۴۴-۷

اگر: $\frac{w_1}{h} \le 5 \rightarrow \text{set } w_1 = w_2$ ۴۵-۷

اگر: $\frac{w_1}{h} > 5, w_2 > 2w_1 \rightarrow \text{set } w_2 = 2w_1$ ۴۶-۷

مثال:

محاسبه عرض مؤثر پایه‌های مستطیلی با ابعاد داده شده:

الف) ارتفاع ٤ متر – عرض ١٨ متر – طول ٣٦ متر

ب) ارتفاع ٣ متر – عرض ١٨ متر – طول ٨٠ متر

جواب:

$$\frac{w_1}{h} \le 5 \rightarrow w_{eff} = w_1 = 18m$$

$$\frac{w_1}{h} \rangle 5 \text{ , } w_2 \rangle 2w_1 \rightarrow w_2 = 2w_1 = 36 \text{ m}$$

انتخاب ١

$$W_{eff} = \sqrt{W_1 \times W_2} = \sqrt{18 \times 36} = 25.5 \text{ m}$$

انتخاب ٢

$$W_{eff} = 2\left[\frac{w_1 w_2}{w_1 + w_2}\right] = 2\left[\frac{18 \times 36}{18 + 36}\right] = 24 \text{ m}$$

فصل هشتم

روش استخراج اوگر

۸- فصل هشتم

۸-۱- روش استخراج اوگر[1]

دستگاه اوگر (*cardox-Hardsocg*) با یک کله برنده به طول ۳ فوت و قطر ۲٤ اینچ که تعدادی تیغه گوه‌ای بر روی کله دستگاه نصب شده، تشکیل شده است. این دستگاه یک چال استوانه‌ای شکل را حفر و زغال به کمک شکل حلزونی دستگاه به بیرون چال حمل می‌شود. این ماشین یک موتور ۲۵ اسب بخار داشته و می‌توان چال‌های تا ۸۰ فوت را با سرعت *ft/min* ۲/۷ حفر نماید.

یک اوگر ساخت شرکت سالم[2] چال‌های با قطر ۳٤ اینچ را تا عمق ۱۰۰ فوت می‌تواند حفر نماید. دستگاه مزبور دارای واحدهای جداگانه تأمین نیرو و دستگاه حفاری است. وزن واحد نیرو ۸/۵ تن و دارای ۲ موتور ۵۰ اسب بخار، پمپ‌های هیدرولیکی و یک تانک ۲۵۰ گالن مایع هیدرولیکی می‌باشد. نیروی هیدرولیکی از طریق یک شیلنگ ۵۰ فوتی به دستگاه حفار منتقل می‌شود.

واحد حفار به وزن ۹/۵ تن و بر روی دو تا اسکی حرکت می‌کند و بعد از جایابی توسط ۲ عدد جک تثبیت در پشت دستگاه ثابت می‌شود. سرعت چرخش کله حفاری ۳۷- ۰ دور در دقیقه می‌باشد.

برای کار با اوگر ۲ نفر نیروی انسانی لازم بوده، ۱ نفر نیز برای رانندگی *ShuttlCar* از محل کار اوگر تا نقطه تخلیه نیاز است.در صورتی‌که زغال تمیز و بدون لیچه باشد ۱ ساعت وقت برای حفر یک چال ۱۰۰ فوتی کافی خواهد بود. بیرون کشیدن اوگر و افزودن طول بازو ۱۲۰ تا ۱۵۰ ثانیه طول می‌کشد. به طور متوسط از هر چال ۱۰۰ فوتی حدود ۲۳ تن زغال به دست می‌آید. بین دو چال مجاور حدود ٦ اینچ زغال جای‌گذاری می‌شود. بدین ترتیب درصد بازیابی ۵۰٪ حاصل می‌شود.

دستگاه *Cardox-Hardsocg* در معادن *High- main seam* بریتانیا در یک لایه ٤ فوت و ۳ اینچی و به صورت ۱۱ شیفت در هفته و با راندمان ۱۲ تن نفر شیفت، با موفقیت کار کرده است.

---

[1]- Auger Mining
[2]- Salem

اوگر دیگری با مارک *Joy AD2* در یک معدن در شرق انگلستان با موفقیت به‌کار گرفته شده است. در این عملیات دو تا اتاق موازی، با عرض ۱۵ فوت و به فاصله ٦۰ فوت از یکدیگر قرار داشته و لنگه بین آنها به کمک اوگر و بین دو راهرو استخراج شدند. چال با فاصله مرکز به مرکز ٦٤ اینچ ۵۰٪ بازیابی را امکان‌پذیر ساخته است. اوگر را نمی‌توان برای تولید کامل به کار گرفت اما در شرایط زیر کاربرد دارد:

- استخراج زغال با کیفیت خوب از لایه‌های نازک
- استخراج قسمتی لنگه‌های باقی‌مانده در معادن متروکه
- استخراج قسمتی لایه‌ها در مناطقی که نشست مجاز نباشد.

مشکلات تهویه کاربرد اوگر را در معادن انگلستان محدود کرده است.

در سال‌های اخیر به کارگیری سیستم استخراج دیواره‌های بلند[1] در بعضی از معادن به جای اوگر بسیار متداول شده است که در ادامه به برخی عملکردهای آن پرداخته می‌شود.

۸-۲- روش استخراج دیواره بلند

۸-۲-۱- مقدمه

ماشین استخراج دیواربلند، از سال ۱۹۹٤ در ایالات متحده و روسیه به کار برده شده است.در حال حاضر بیشتر از ۵۰ عدد از این ماشین برای استخراج زغال استفاده می‌شود و زغالی را بازیابی می‌کند که در شرایط عادی بایستی جا گذاشته شوند.این ماشین به دلیل جمع و جوربودن برای کار در محیط‌های محدود، نظیر پله‌های معادنی که با روش کنتوری استخراج می‌شوند مناسب می‌باشد.در آپالاشیان، در ایالات متحده آمریکا این ماشین در پله‌های با عرض کمتر از ۲۰ متر کار می‌کند.تنها به تازگی ماشین *SHM* در عملیات استخراج کانال و معادن روباز جهت استخراج زغال بیشتر به کار گرفته می‌شود.این

2- Superior Highwall Mining

مقاله سیستم استخراج و خصوصیات ویژه ماشین را که آن را برای استخراج دیواره‌ای ایده‌آل می‌کند؛ شرح می‌دهد. هم‌چنین در مورد شرایطی که سیستم را برتر می‌کند؛ و اینکه چه مقدار زغال می‌تواند استخراج شود؛بحث می‌کند.

شکل۸-۱- دستگاه استخراج روش دیواره بلند

۸-۲-۲- سیستم استخراج دیواربلند

این ماشین خصوصیات منحصر به فردی دارد که آن را برای کار در تمامی معادن جهان ایده‌آل می‌کند.سیستم از بازوهای فشاری به طول شش متر استفاده می‌کند.این بازوها، دو واحد نوار نقاله پیچی فولادی را محصور کرده‌اند.نمونه‌ای از تصویر این بازوها در شکل ۲ دیده می‌شود.در کل ۵۰ عدد از این بازوها را می‌توان به هم متصل کرد و تونلی به طول ۳۰۰ متر را حفر کرد.مزیت این واحدهای انتقال محصور این است که از ریزش غیر قابل اجتناب سقف بلاواسطه جلوگیری کرده و مانع از ترقیق می‌گردد.مزایای دیگر این بازوها، کاهش فشار زمین و توانایی انتقال زغال مرطوب است.در شرایطی که کف نرم است واحدهای انتقال چرخ لاستیکی ممکن است گیر کنند یا ماشین حفار پیوسته، ممکن است

چسبندگی لازم را نداشته باشند. اما ماشین استخراج از دیوارهای بلند چنین مشکلی ندارد.به‌علاوه در مناطقی که میزان بارندگی زیاد است و ممکن است زغال خیس شود، این سیستم بدون مشکلی انتقال را انجام می‌دهد.

شکل ۸-۲- بازوهای فشاری

یک مزیت سیستم استخراج دیواره‌های بلند قابلیت تحرک بالای ماشین است.مسیر طی شده توسط ماشین در سه حالت مختلف عمل می‌کنند: رو به جلو، حرکت جانبی و دایروی.ماشین می‌تواند با دقت کافی در موقعیت مناسب قرار گیرد تا از موازی بودن تونل‌ها اطمینان حاصل شود. به راحتی می‌تواند حرکت کند و در محل مورد نظر قرار گیرد. برای فواصل طولانی می‌توان سیستم را در مدت کم باز و دوباره بست.

لایه‌های زغال افقی برای این روش ایده‌آل است اگرچه در لایه‌هایی که ناهمواری کمی داشته باشندرند نیز می‌تواند مورد استفاده قرار گیرد.از نظر شیب در لایه‌های افقی به کار می‌روند اما درشیب‌های ۵+ تا ۱۲- نیز به کار می‌رود.جهت استخراج در لایه‌های نازک مناسب است، از ضخامت ۷۶ سانتی متر تا ۳/۵ متر با یک بار عبور می‌توانند استخراج شوند.بازوها در جهت افقی ثابت و صلب هستند

اما در جهت قائم انعطاف‌پذیرند. این بدین معنی است که تونل‌ها مستقیم خواهند بود و لذا تغییرات ملایم لایه در جهت قائم قابل دنبال کردن توسط ماشین خواهد بود.سیستم *SHM* توسط ۳ تا ٤ نفر کار می‌کند. اپراتور پیشروی کله حفار و کلیه پارامترهای ماشین را کنترل می‌کند. دو نفردیگر برای اطمینان از اتصال بازوها هنگام پیشروی برای اطمینان از جدا بودن بازوها هنگام جمع شدن بازوها نیاز است. اپراتور برای لودر و کامیون حمل زغال نیز لازم است. یک نگرانی عمده در روش استخراج دیواره‌ای،پیوستگی جریان زغال است.دو نوار نقاله حلزونی موازی از ماشین تغذیه می‌شوند. هیچ‌گونه اتصال الکتریکی یا هیدرولیکی، روی بازوها وجود ندارد. در عوض ۳۰۰ متر لوله هیدرولیکی، کابل الکتریکی، کابل کنترل و کابل سنسور متان؛ کله حفار را به ماشین اصلی وصل می‌کند.این خطوط با اتصالات فولادی محافظت می‌شوند، بنابراین اپراتور، از کنترل سر برنده و میزان متان مطمئن خواهد بود.

۸-۲-۳- نسبت استخراج

در روش استخراج *Highwall* محاسبهٔ نسبت بازیابی بسیار مهم بوده و در مطالعات امکان‌سنجی پروژه نقش مؤثری دارد. نسبت استخراج از طریق اندازهٔ پایه‌های بین گالری‌ها و همچنین با توجه به مقدار زغالی که باید در کمر بالا یا پایین گالری باقی گذاشته شود، تعیین می‌شود. در ایالات متحده، عملیات معدنکاری دیواره بلند عموماً برای زغال با روبارهٔ مقاوم به‌کار می‌رود. برای پایه‌های بلند که طول آنها بسیار بیشتر از عرض آنها ست، فرمول مارک- بنیاوسکی به رابطهٔ زیر تبدیل می‌شود.

$$S_p = S_l\left(0.64 + 0.54\frac{W}{H}\right) \qquad ۱-۸$$

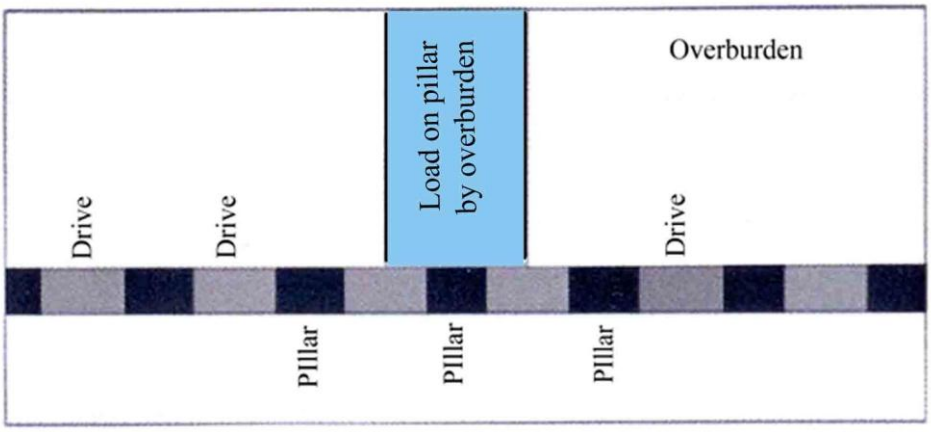
که در آن S_P مقاومت لنگه‌های طولانی حائل[1] است و S_I مقاومت برجای زغال‌سنگ، W عرض لنگه حائل و H ارتفاع معدنکاری می‌باشد.

در ایالات متحده، مقاومت برجای زغالسنگ ٦/٢ مگاپاسکال در نظر گرفته می‌شود. منظور از پایهٔ حائل پایهٔ موجود در بین دو تونل می‌باشد.

تنش قائم برجای با استفاده از گرادیان تنش قائم محاسبه شده و معمولاً حدود $0.025\ MPa/m$ می‌باشد و ضریب ایمنی لنگهٔ حائل به صورت زیر تعریف می شود:

$$SF_{wp} = \frac{S_I\left(0.64+0.54\frac{W}{H}\right)}{\sigma_{vert}\frac{(W+W_E)}{W}} = \frac{S_I\left(0.64+0.54\frac{W}{H}\right)}{0.025D\frac{(W+W_E)}{W}} \qquad ۲-۸$$

در این رابطه σ_{vert} تنش قائم و D ضخامت روباره، W_E عرض گالری ورودی می‌باشد. در روش سطح تأثیر فرض می‌شود که وزن توده سنگی که به طور مستقیم بر روی لنگهٔ حائل قرار گرفته و توده سنگی که روی دو نصفه عرض از تونل‌های مجاور پایه قرار گرفته‌اند، برروی پایهٔ حائلاثر می‌کند. این مطلب در شکل ۳ نشان داده شده است.



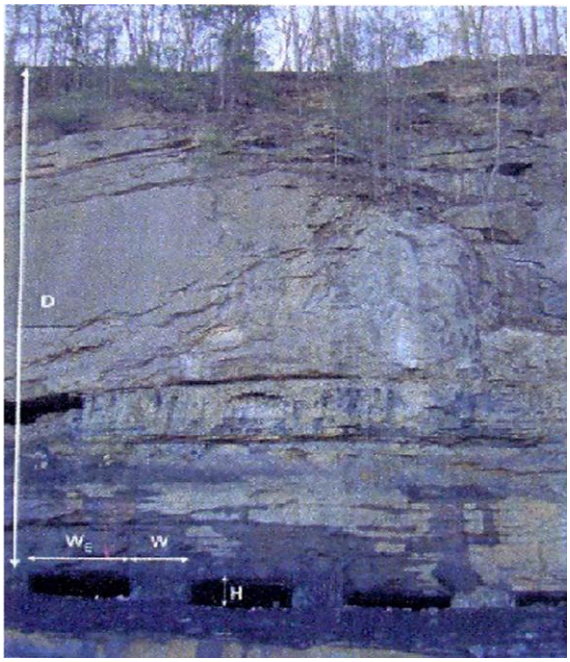
شکل۸-۳- بار روی لنگه‌های حائل

1- Web pillar

در معدن کاری به روش دیواره بلند معمولاً فاکتور ایمنی بین ۱/۳ تا ۱/٦ در نظرگرفته می‌شود که با توجه به این مطلب می‌توان حداقل عرض پایهٔ حائل را تعیین کرد. همچنین نسبت بازیابی توسط رابطهٔ زیر تعریف می‌شود.

$$ER = 100\left(\frac{W_E}{W_E + W}\right) \qquad ۳-۸$$

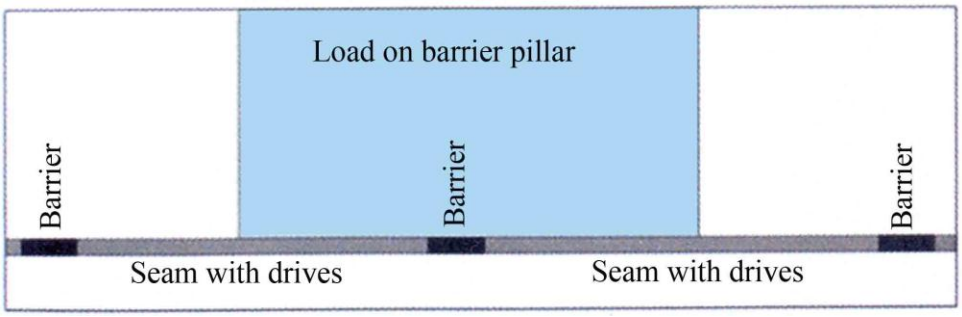
در شکل ٤ متغیرهای مختلف این رابطه نشان داده شده است. در حقیقت ریزش یک لنگه حائل باعث وارد آمدن بار بیشتر به لنگه‌های اطراف شده و ممکن است به تخریب آنها نیز بیانجامد (اثر دومینو) و در نهایت ممکن است در بعضی شرایط به تخریب کلی *High wall* نیز وجود دارد. برای جلوگیری از این اتفاق در هر ۱۰ تا ۲۰ گالری استخراجی، یک لنگهٔ حائل[1] طراحی می‌شود. عرض این پایهٔ حائل نیز توسط رابطهٔ مشابهی طراحی می‌شود. به هر حال باری که یک پایهٔ حائل تحمل می‌کند، برابر با مجموع مقدار روبارهٔ روی پایه و نصف باری که روی تونل‌های دو طرف پایه وارد می‌شود، در نظر گرفته می‌شود. به هر جهت، در این حالت فاکتور ایمنی برابر یک در نظر گرفته می‌شود.



[1]- Barrier pillar

شکل ۸-٤- پارامترهای معدنکاری روش استخراج دیواره‌های بلند

بار روی یک لنگه حائل را نیز می‌توان توسط روش سطح تأثیر[1]، تخمین زد. این مطلب در شکل ۵ نشان داده شده است. رابطهٔ مارک-بنیاوسکی خصوصیات توده سنگ، فعل و انفعال و اثرات متقابل چند لایه‌ای و پایداری سقف و کف را در نظر نمی‌گیرند.



شکل۸-۵- بار روی لنگهٔ حائل

همانطور که در پیشتر نیز بیان شد، توسط تیرهای ماشین دیواره بلند می توان ریزش‌های کوچک سقف را کنترل کرد. به هر حال می‌بایست در هر زمانی از ریزش‌های بزرگ سقف جلوگیری شود. زیرا این امر در نهایت می‌تواندبه تخریب کامل *High wall* به انجامد. باقی گذاردن زغال در سقف می‌تواند با ایجاد یک سقف محکم باعث جلوگیری از تخریب لایه‌های ضعیف بالای آن شود. برای محاسبهٔ ضخامت زغال سقف می توان از معادله‌های سادهٔ تیر استفاده کرد.

در خارج از ایالات متحده، رابطهٔ مارک-بنیاوسکی به صورت وسیع، به‌کار گرفته نمی‌شود و تعدادی فرمول دیگر به فرم کلی $S_p = kW_P{}^{\alpha} H^{\beta}$ توسعه یافته که کاربرد بیشتری پیدا کرده‌اند. معروف‌ترین این روابط، فرمولیست که توسط سالامون و مونرو ارائه شده است:

$$S_p = 7.2W^{0.46}H^{-0.66} \qquad ٤-٨$$

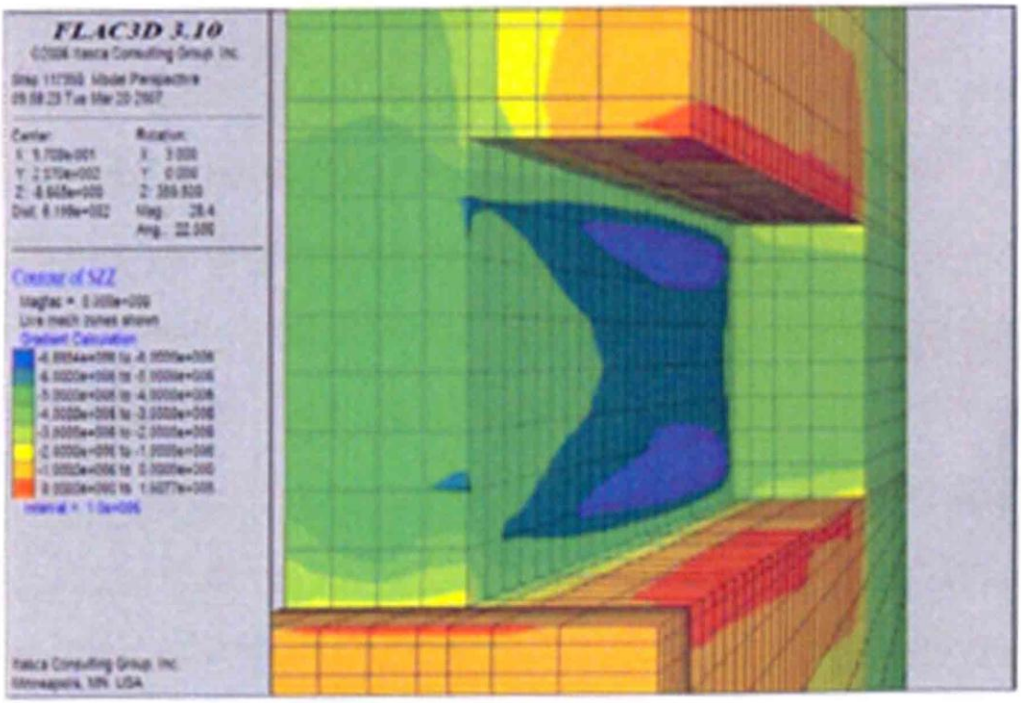
[1]-Tributary

این رابطه برای معادن زغال زیرزمینی در آفریقا توسعه یافته بود که به مرور زمان کاربرد بیشتری یافت. همچنین دانشگاه *New South Wales* برای شرایط استرالیا یک رابطهٔ مشابه را در این زمینه ارائه داد. بایستی توجه داشت که این فرمول‌ها برای معادن اتاق و پایه کار، پیشنهاد شده بودند. فاکتورهایی که می‌توانند نسبت استخراج را کاهش دهند، عبارتند از: ضخامت لایه، خصوصیات روباره و خصوصیات کمرپایین لایه. اگر ضخامت لایه از حداکثر ارتفاع معدنکاری ماشین دیواره بلند بیشتر باشد، نسبت استخراج کاهش می‌یابد. در بسیاری از موارد، روش دوبرشی[1] می‌تواند به‌کار گرفته شود ولی هنوز، استفاده از بیش از دو برش عملی نشده است. همچنین اگر مقداری از زغال در کف یا سقف به‌جا گذاشته شود، نسبت استخراج کاهش می یابد. بایستی توجه داشت که زغال استخراجی با این روش می‌باید رها و ترک می‌شد، یعنی زغال استخراجی به ذخیره قابل کار افزوده می‌شود.

نیومن و کارل[2] به این نتیجه رسیدند که شرایط محل و خصوصیات لایه زغال و چینه‌های سقف بلافاصله، انحرافاتی را در ضخامت لنگهٔ حائل طولانی که توسط معادلهٔ مارک–بنیاوسکی محاسبه شده است را ایجاب می‌کند. بعضاً برای تأیید پایداری پایه هایی که توسط معادلهٔ مارک–بنیاوسکی و یا دیگر روابط محاسبه شده اند، از مدل‌سازی عددی استفاده می‌شود. برای این کار از نرم افزارهای مختلفی می‌توان استفاده کرد. به عنوان مثال می‌تواند از نرم افزار *FLAC3D* که یک نرم افزار تفاضل محدود سه بعدی است استفاده کرد. این نرم افزار می‌تواند مدل‌های رفتاری مختلف مواد مانند موهر کلمب، هوک و براون، نرمی و سختی کرنش و غیره را شبیه‌سازی کند. رابطهٔ مارک–بنیاوسکی برای محاسبهٔ عرض لنگه فقط به مقاومت برجای زغال و گرادیان تنش قائم بستگی دارد ولی برای یک مدل عددی به اطلاعات

1- passes
2- David Newman & R.Karl Zipf

دقیق ژئوتکنیکی بیشتری نیاز است. شکل ٦، مثالی از یک مدل ساخته برای معدنکاری دیواره بلندنشان داده شده است.



شکل۸-٦- کنتورهای تنش قائم پس از معدنکاری و حفر یک ترانشه و گالری

۸-۲-٤- چالش‌های کنترل زمین

در عملیات استخراج دیواره بلند این مطلب که هر گالری استخراجی به موازات گالری‌های قبلی حفر شوند از اهمیت بالایی برخوردار است. این عمل تضمین می‌کند که پایه‌ها در امتداد طولشان دارای عرض یکسانی باشند. عرض لنگه‌ها پیش از این توسط رابطهٔ مارک-بنیاوسکی محاسبه شدند و با استفاده از روش های عددی پایداری آنها نیز تایید شد. مری و شن[1] یادآور می‌شوند که ریزش‌هایی با ضخامت بیش از ۰/۳ متر در سقف، می‌تواند به تجهیزات آسیب رسانده و یا حتی باعث مدفون شدن ماشین‌آلات معدنی شود و بدین ترتیب کارآیی روش زیر سؤال خواهد رفت. این افراد تعداد بسیار زیادی از

[1]- Mery E & Baotang Shen

شکست‌های رخ داده در پهنه‌های استخراجی و همچنین ریزش‌های بزرگ ایجاد شده در سقف در معادن استرالیا را گزارش دادند. دلایل این ریزش‌ها اغلب ضعیف بودن سقف گالری‌ها و یا عدم حفر موازی تونل‌ها و درنتیجه کاهش عرض لنگه‌ها و شکست ستون‌های نازک، می‌باشد. دلیل اصلی موازی نبودن گالری‌ها مشکل بودن کنترل جهت و راستای معدنکاری به صورت کنترل از راه دور می‌باشد. مخصوصاً وقتی که عمق حفاری به ۳۰۰ متر می‌رسد. دلیل دیگر می‌تواند عدم جای‌گیری مناسب ماشین باشد.

در سیستم استخراج دیواره بلند از یک رشته تیر صلب که در رگهٔ زغال فشار داده می‌شود استفاده می‌شود. این خصوصیت باعث جای‌گیری مناسب ماشین شده و با دقت ۰/۱ درجه، اجازهٔ حرکت مستقیم را به ماشین داده و سبب حفر موازی تونل‌ها می‌شود. در بعضی موارد، برای قرارگیری مناسب کله حفاری[1] نیاز به مونیتورینگ می‌باشد. استفاده از یک سیستم راهنما می‌تواند در مشخص کردن موقعیت برش دهنده به اپراتور کمک کند. با استفاده از یک سنسور اشعهٔ گاما، می‌تواند مقدار مشخصی زغال را توسط برش دهنده، استخراج کرد و در صورت لزوم مقداری از زغال را در کف یا سقف باقی گذاشت. در مواردی که مقاومت زغال بیشتر از سنگ سقف است این روش می‌تواندبه پایدار سازی سقف کمک کند.

[1]- Cutterhead

فصل نهم

استخراج لایه‌های

مجاور و ضخیم زغال

۹- فصل نهم

معدنکاری کانسارهای ضخیم لایه‌ای به دو گروه تقسیم می‌شود:الف) استخراج لایه‌های مجاور ب) استخراج لایه‌های ضخیم

الف) لایه‌های ضخیم:روش‌های مرسوم برای استخراج لایه‌های ضخیم در جدول ۹-۱به طور مختصر آورده شده است و توضیح بیشتر در مورد روش‌هایی که بیشتر متداول هستند در ادامه آورده شده است.

جدول۹-۱- روش‌های استخراج لایه‌های ضخیم

Table 1. Thick seam mining methods

Mining method	Seam thickness (m)	Seam dip (°)	Advantages	Limitations	Comments and recommendations
Wongawilli multi-slicing method	5.4m-6m	<20	• good recovery (65%) • safe work condition (remote operation) • lower slice has no stress problem	• competent coal to form septum • **unlikely the capital cost will be lower than longwall** • **lower production rate compared with longwall**	• full study has been completed • may be used for seams less than 6m thickness **only if capital cost can be verified, and the production rate can be improved**
Sub-level caving	10m-20m	<20	• low development cost • low power and material consumption • high productivity • simple layout • less equipment relocation	• **dilution and coal loss problem** • demand for good roof separation and weak coal and relatively strong roof • **high gas emission, dust control and face end problem** • ensure effective ventilation	• safety measures to predict caving and gas control should be available • single or twin conveyors system should be evaluated • **recommend method** for detail study
Soutirage method	> 10m	<30	• The same as sub-level caving	• The same as sub-level caving	• Act like block caving in terms of winning technique • **not recommend**
Room and pillar method	<10m	<10?	• low capital cost • good subsidence control	• low recovery • high pillar stability problem	• **recommend if recovery can be improved, ideal for subsidence restricted area**
Hydraulic mining	>6m	>10	• less sensitive to geological structure • suitable for irregular seam thickness • dust, gas problems are not as severe as other methods • simple and cheap mining equipment • reasonable recovery (60%)	• dip of seam must be greater than 10 degrees • relatively weak coal for hydraulic cutting • moderate strong roof and floor	• cost evaluation for coal winning, transportation, and dewatering systems • **recommend for further evaluation**

Mining method	Seam thickness (m)	Seam dip (°)	Advantages	Limitations	Comments and recommendations
Single pass high reach extraction method	4.5m-6m	<10	• Simple operation system • Simple ventilation and maintenance cost • High production rate • High recovery rate (near 100%) • low material & labour cost	• **high capital investment** • prefer in relatively flat lying coal seams • high demand for roof and face support • height restriction	• Full study has been completed • may be used for seams less than 6m thickness in a flat or gently inclined condition **only if capital cost can be verified**
Multi-slicing descending longwall with Caving	6m–10m	<20	• longwall equipment can be used • lower slices can be mined in a stress shadowed condition • adaptable for spilt seams or thick seam with partings or layers of inferior quality coal	• **matting is a time consuming and costly work** • high development rate and high maintenance cost • coal loss from septum • spontaneous combustion problem	• septum is superior to matting • ensure the spontaneous combustion prevention • **cautiously recommend for trials on flat to gentle inclined seams**
Multi-slincing ascending longwall with stowing	6m–10m	<20	• no artificial roof is required • longwall equipment can be used • better control of subsidence • better spontaneous combustion control • simple gateroad layout	• **lower production rate** • additional fill system and material cost • soft floor problem from fill material • production can be effected by stowing system	• assessment of fill (and drainage) system and availability of cheap fill material • **not recommend because of economical reasons**

Mining method	Seam thickness (m)	Seam dip (°)	Advantages	Limitations	Comments and recommendations
Blasting gallery method	6m-15m	<30	• low cost involved • high productivity • good recovery (65-85%) • simple layout	• Special attention must be given to gas, heating and spontaneous combustion control	• **not applicable due to tight blasting restriction in underground coal mines in Australia**
Cut and fill method	>6m	>30?	• low cost for coal wining equipment • easy operation • minimum training efforts • higher recovery rate than room and pillar	• additional roof (and hangingwall) support cost • additional fill system and material cost	• **recommend for steep coal seams**
In-situ gassficatio n method	<20m	Nil?	• reasonable good recovery (60-70%) • good for deep coal seam • safe working condition	• limited information and applications available	• **not recommend until further research results are available** • **long-term research**
The shield method	<20m	<50?	• limited information available	• limited information available	• **not recommend**

۹-۱- مقدمه:

در مجموع استخراج لایه‌های ضخیم با تناژهای بالای تولید در دنیا مورد توجه واقع نشده است، این بیان در مورد معادن آفریقای جنوبی نیز صادق است. در این فصل تعریفی از لایه‌های ضخیم[11] ارائه و روش‌های متنوع استخراج که ممکن است باعث توسعه معدنکاری لایه‌های ضخیم در آفریقای جنوبی شود، شرح داده شده است.

۹-۲- تعریف لایه‌های ضخیم زغال در آفریقای جنوبی:

ساده‌ترین تعریف، عبارتست از تعیین یک ضخامت مبنا که بر اساس آن، لایه‌های با ضخامت بیشتر از این حد را ضخیم می‌گویند. استخراج با حجم بالا، بیشتر به شرایط اقتصادی و تکنولوژیکی بستگی دارد

[11] Thick Seams

و قابل توجه این است که ضخامت بحرانی برای لایه‌های زغال، از کشوری به کشور دیگر فرق می‌کند. کوچرین[1] (۱۹۷۲) معتقد است که، تعریف لایه‌های ضخیم باید بر اساس قابلیت تولید لایه‌ها باشد. این تعریف به این صورت می‌باشد که، یک لایه ضخیم زغال به لایه‌ای اطلاق می‌شود که با روش‌های فعلی معدنکاری نتوان به بیشترین میزان تولید در سینه کار رسید. بر اساس این تعریف، ضخامت بحرانی لایه‌ها بیشتر به شرایط اقتصادی محلی و تکنولوژی بستگی دارد و این ضخامت ممکن است از ۵ متر، مناسب برای معدنکاری در هند، به ۲/۵ متر در آلمان کاهش یابد. بنابراین ملاحظه می‌شود که یک مقدار معین و قطعی برای ضخامت لایه‌های زغالی که بتوان بیش از این مقدار را لایه ضخیم در نظر گرفت وجود ندارد.

اصولی برای تعریف لایه‌های ضخیم زغال در آفریقای جنوبی، با استفاده از مبانی معدنکاری زیرزمینی، جمع‌آوری شده‌است. این یافته‌ها نشان می‌دهد که یک روش عملی برای استخراج یک‌باره لایه‌های زغالی با ضخامت بیش از ٤ متر وجود ندارد. روش اتاق و پایه[2] مکانیزه برای استخراج یک‌باره لایه‌های تا ضخامت ٤ متر محدود می‌باشد. روش جبهه کار طولانی در استخراج لایه‌های تا ضخامت ۳ متر مؤثر است. اما در ضخامت‌های بالای این مقدار، مشکلات جدی‌تر می‌شوند. در نتیجه ارتفاع معدنکاری تا ضخامت ٤ متر محدود می‌باشد. بکارگیری روش‌هایی مانند: هیدرولیکی و جبهه کار طولانی با تخریب زغال که امکان استخراج یک‌باره لایه‌های با ضخامت بیش از ۱۰ متر را فراهم می‌آورد، ممکن نیست و زیرا شرایط زمین‌شناسی خاصی برای اجرای این روش‌ها لازم است.

بر این اساس، لایه‌های ضخیم زغال آفریقای جنوبی به این صورت تعریف میشوند، «هر لایه با ضخامت بیش از ٤ متر». شرایطی نیز وجود دارد که تعدادی لایه زغالی در فاصله کمی نسبت به هم قرار

1- Cochrane
2- Board & Pillar

می‌گیرند که این نزدیکی باعث تأثیر این لایه‌ها بر هم در اثر معدنکاری خواهد شد. اگر ضخامت میان لایه‌های بین لایه‌های زغالی کم باشد و لایه‌های زغال تا حدودی ضخیم باشند، در این صورت می‌توان این چند لایه زغال را یک لایه ضخیم با میان لایه‌های سنگی در نظر گرفت.

بنابراین یک معیار نیز برای حداقل ضخامت لایه‌های زغالی لازم است تا در چنین شرایطی به کار گرفته شود. دو پارامتر که هندسه این گونه لایه‌ها را مشخص می‌کنند عبارتند از: ضخامت هر لایه زغالی (t_S) و ضخامت هر میان لایه سنگی[1] (t_P) واضح است که اگر مقدار t_S بزرگتر و مقدار t_P کوچک‌تر باشد، این تعداد لایه به هم نزدیک‌تر شده و تقریباً یک لایه ضخیم را تشکیل می‌دهند. لذا با تعریف یک مقدار حداقل برای t_S و یک مقدار حداکثر برای t_P، برخی از شرایط چند لایه‌ای را می‌توان به عنوان یک لایه ضخیم طبقه‌بندی کرد. پس از بررسی روش‌های استخراج لایه‌های ضخیم، مقدار ضخامت حداقل برای لایه‌های زغال، ۲ متر انتخاب شد. این بررسی‌ها همچنین نشان داد که این روش‌ها به قدر کافی برای کار تا ارتفاع ۲ متری کارگاه، انعطاف‌پذیر هستند. این موضوع به عنوان یک شرط در مناقصه‌ها برای تهیه تجهیزات لایه‌های ضخیم می‌باشد تا بتواند هزینه بالای سرمایه‌گذاری اولیه برای این تجهیزات را بیمه کند.

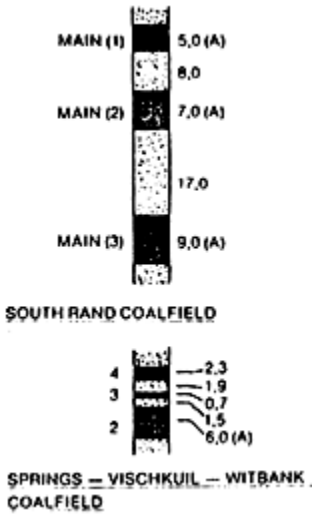
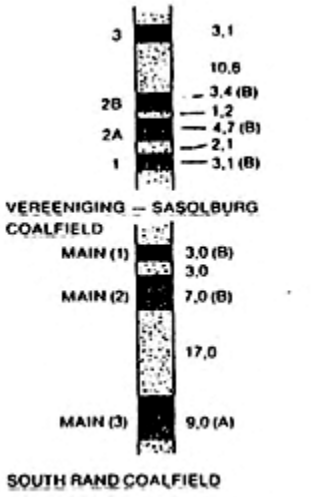
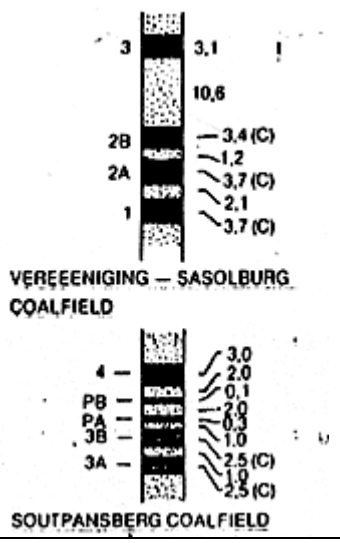
انتخاب مقدار ضخامت حداکثر برای میان لایه‌ها مشکل است زیرا هم روش استخراج بهکار گرفته شده و هم کیفیت این میان لایه‌ها در تأثیر متقابل لایه‌های مجاور، هر دو بر این ضخامت مؤثرند. در شرایط معمول در آفریقای جنوبی، تأثیر کارگاه‌های روش استخراج اتاق و پایه برهم در شرایطی که ضخامت این میان لایه بیش از ۱۵ متر باشد به حداقل می‌رسد در حالی که در روش جبهه کار طولانی، این تأثیر وقتی حداقل است که ضخامت میان لایه بیش از دو برابر ضخامت خود لایه باشد. به هر حال در شرایطی که ضخامت این میان لایه فقط یک متر باشد ممکن است امکان استفاده از روش جبهه کار

[1]- Parting Thickness

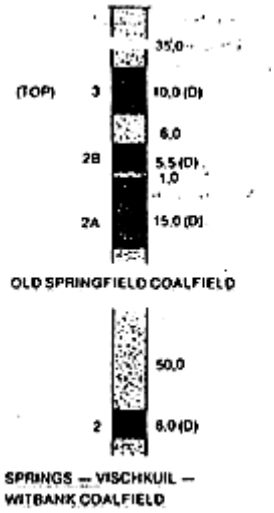
طولانی وجود نداشته باشد. واضح است که یک ضخامت حداکثر فقط با توجه به شرایط معدنکاری قابل تعیین نیست.

با انجام دقیق لایه‌نگاری در تعدادی از مناطق زغال خیز آفریقای جنوبی روشی برای حل این مشکل به وجود آمد. بررسی لاگ‌های حاصل از حفر گمانه در این مناطق نشان می‌دهد که در بین لایه‌های زغالی مجاور هم که ضخامتی بیش از ۲ متر دارند، میان لایه‌هایی به ضخامت کمتر از ٤ متر، و در بین لایه‌هایی با بیش از ۱۰ متر میان لایه‌های با ضخامت کمتر از ۲ متر معمول هستند. بنابراین حد ٤ متر برای حداکثر ضخامت میان لایه‌ها انتخاب شد. لذا تعریف اصلی لایه‌های ضخیم زغال آفریقای جنوبی، هر لایه زغالی با ضخامت بیش از ٤ متر، بسط داده شد تا شرایط چند لایه‌ای که حاصل لایه‌های متوسط به همراه میان لایه‌های باریک است را نیز شامل شود. بر اساس این تعریف، لایه‌های ضخیم زغال که به صورت زیرزمینی قابل استخراج هستند را به سه کلاس مختلف طبقه‌بندی می‌کنند. این سه کلاس با نام‌های A، B و C نام‌گذاری شده‌اند و در جدول ۹-۲ به همراه یک کلاس دیگر با نام D نشان داده شده‌اند. کلاس D شامل لایه‌های ضخیمی است که با روش‌های سطحی استخراج می‌شوند. ذخایر این کلاس را نمی‌توان در گروه ذخایری که به روش زیرزمینی استخراج می‌شوند، قرار داد مگر اینکه در هر دو گروه قرار بگیرند. این کلاس، لایه‌های زغالی با ضخامت کمتر از ٤ متر را که از استخراج لایه‌های ضخیم‌تر بالایی به جای مانده‌اند را شامل نمی‌شود.

جدول ۹-۲- طبقه‌بندی لایه‌های ضخیم زغال آفریقای جنوبی

	کلاس	توضیح	نمونه
قابل استخراج به روش زیر زمینی	*A*	ذخیره شامل لایه‌های ضخیم می‌باشد، لایه‌ها دارای ضخامت بیش از ٤ متر هستند و در فاصله ٤ متر این لایه‌ها، هیچ لایه زغالی دیگری با ضخامت بیش از ۲ متر وجود ندارد.	
	B	ذخیره شامل گروهی از لایه‌های زغال می‌باشد که یکی از لایه‌ها دارای ضخامت بیش از ٤ متر می‌باشد. لایه‌های دیگر ضخامتی بیش از ۲ متر دارند و با یک فاصله کمتر از ٤ متر نسبت به لایه اصلی قرار دارند.	
	C	ذخیره شامل گروهی از لایه‌های زغال است که هیچ یک ضخامت بیش از ٤ متر ندارند. این لایه‌ها دارای ضخامت ۲ تا ٤ متر هستند و لایه‌های سنگی بین آنها ضخامت کمتر از ٤ متر دارند.	

ادامه جدول ۹-۲- طبقه‌بندی لایه‌های ضخیم زغال آفریقای جنوبی

نمونه	توضیح	کلاس	
	ذخیره شامل لایه زغال با ضخامت بیش از ٤ متر است که در عمق ٦٠ متری سطح زمین قرار دارد و نسبت باطله برداری آن کمتر از ۱۰/۱ (ده به یک) است.	*D*	قابل استخرج به روش های سطحی

۹-۳- اهمیت لایه‌های ضخیم در آفریقای جنوبی:

تفکیک لایه‌های زغال در آفریقای جنوبی به کلاس‌های اشاره شده در جدول ۹-۳ نشان داده شده‌است. اندیس *d* بیانگر این مطلب است که ذخیره مورد نظر در زیر سیل‌های[1] دولوریتی با ضخامت بیش از ۲۰ متر قرار دارد. این سیل‌ها تأثیر مهمی در انتخاب روش معدنکاری و طراحی معدن دارند. تناژ قابل استخراج این لایه‌های ضخیم، به روش‌های زیرزمینی در حدود ٤٣٦٥٧ میلیون تن و تناژ قابل استخراج به روش‌های سطحی در حدود ٦٣٩٥ میلیون تن برآورد شده‌است. بنابراین براساس تخمین‌های زده شده توسط سازمان بازرسی ذخایر زغال جمهوری آفریقای جنوبی[2]، بیش از ۵۰ ٪ ذخایر قابل استخراج زغال در این کشور به صورت لایه‌های ضخیم می‌باشد که بیش از ۸۵ ٪ این ذخیره به صورت زیرزمینی قابل استخراج می‌باشد. به‌علاوه مقدار ۳۸۰۰ میلیون تن ذخیره لایه ضخیم نیز با در نظر گرفتن

1- Sill

2- Commission of Inquiry into the Resources of the Republic of South Africa

ذخایر چند لایه‌ای که به صورت یک لایه ضخیم در نظر گرفته شده‌اند، به این میزان افزوده می‌شود. لایه‌های با ضخامت ٤ تا ٦ متر بیش از ۷۰٪ این ذخایر را تشکیل می‌دهند. میزان استخراج صورت گرفته از این ذخایر کمتر از ۳٦٪ است و میزان استخراج صورت گرفته از لایه‌های با ضخامت بیش از ٦ متر نیز کمتر از ۱۷٪ است. در چهل سال گذشته به علت محدودیت‌های فنی و اقتصادی، تنها ۱۰٪ زغال قابل استخراج از لایه‌های ۱۰ تا ۲۰ متری مناطق زغال‌خیز راند[1] جنوبی، استخراج شده‌است.

جدول۹-۳- طبقه‌بندی ذخایر زغال لایه ضخیم آفریقای جنوبی بر اساس منطقه زغال‌خیز و نوع ذخیره برحسب میلیون تن

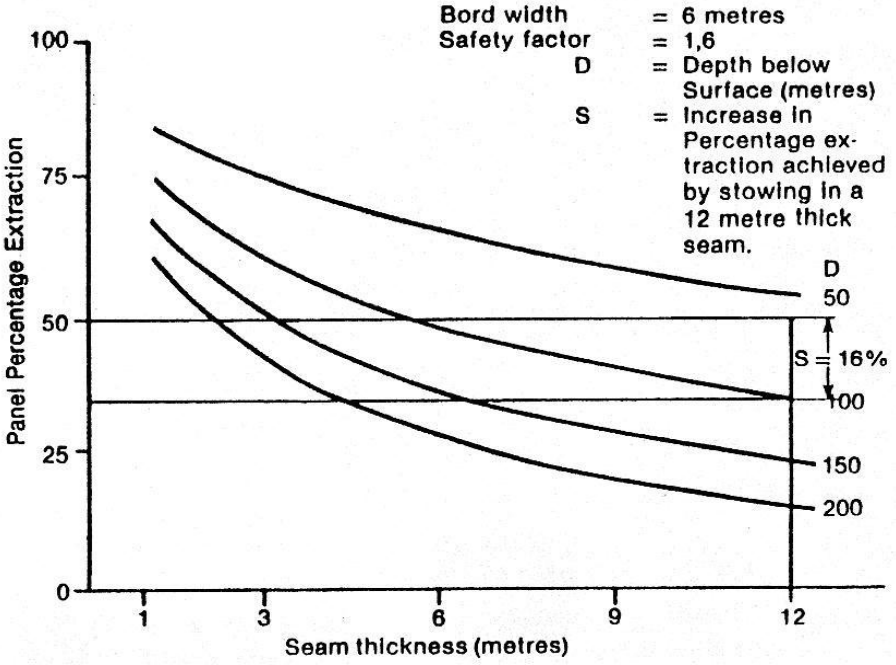
Class / Coal-field	A	A_d	B	B_d	C	C_d	Total under-ground	D
ETVL	233						233	83
HVSC	10304		1971				12275	1301
KLRV		95					95	20
KOPT								
LIMP								
MIND								
OFSV					28	31	59	
OSPF	48						48	48
PFRI								
SOBG					49	22	71	
SORD	206	1391	989	337			2923	
SPFL								
SPVW	10009		90		301		10400	4067
UTCT								
VESA	1622	785	687	516	181	100	3891	158
VRHD								
WEAR	65						65	
WTBG	8123		5043		297		13463	718
ZULU			103	31			134	
TOTAL	30610	2271	8883	884	856	153	43657	6395

ETVL — Eastern Transvaal
HVSC — Highveld
KLRV — Klip River
KOPT — Komatipoort
LIMP — Limpopo
MIND — Molteno Indwe
OFSV — O.F.S. Vierfontein
OSPF — Old Springfield
PFRI — Pafuri
SOBG — Soutpansberg
SORD — South Rand
SPFL — Springbok Flats
SPVW — Springs-Vischjkull-Witbank
UTCT — Utrecht
VESA — Vereeniging Sasolburg
VRHD — Vryheid
WEAR — Western Area
WTBG — Waterberg
ZULU — Zululand

از آنجایی که زغال با تأمین بیش از ۷۵ ٪ کل انرژی مورد نیاز آفریقای جنوبی، به عنوان مهم‌ترین منبع تأمین انرژی برای این کشور محسوب می‌شود لذا می‌توان گفت که ذخایر زغال لایه ضخیم، یک ثروت ملی برای این کشور است. این ثروت ملی در سال‌های گذشته، به علت ارزانی نیروی کار و همچنین ارزانی خود زغال، به‌طور نامناسب بهره‌برداری شده‌است. این عامل به همراه فراوانی بسیار زغال

1- South Rand Coalfield

در این کشور باعث شده است که روش استخراج اتاق و پایه به عنوان یک روش اقتصادی استفاده شود. حتی امروزه نیز کار در اعماق کم و لایه‌های متوسط با این روش (از نظر ضخامت) هرگونه اصلاح و بهبود در کارآمدی[1] روش، تأثیر هزینه[2] و درصد بازیابی[3]، با مشکلات زیادی روبرو است. ولی با توجه به شکل ۹-۱، با افزایش عمق و یا افزایش ضخامت لایه میزان درصد بازیابی به صورت چشم‌گیری کاهش می‌یابد. با توجه به گزارش‌های کمسیون پتریک[4] در سال ۱۹۷۵، قیمت زغال ۳۰۰٪ افزایش یافت و این صنعت را متوجه نیاز جهان به زغال و همچنین لزوم افزایش میزان بازیابی در استخراج زغال کرد. در این دوره، هزینه‌های عملیاتی به تبع افزایش هزینه نیروی کار، به سرعت افزایش یافت. در نتیجه روش‌های معدنکاری با سرمایه اولیه زیاد که درصد بالایی از بازیابی و هزینه عملیاتی پائینی دارند، از لحاظ اقتصادی به صرفه بوده و این روش‌ها در حال افزایش هستند.



شکل ۹-۱- تأثیر عمق معدنکاری و ضخامت لایه بر درصد استخراج در روش اتاق و پایه

[1]- Efficiency
[2]- Cost Effectivness
[3]- Percentage Extraction
[4]- Petrick Commission

به همین خاطر دو عامل نیاز و وجود منابع بزرگ زغال در آفریقای جنوبی، باعث معرفی روش‌های استخراج از لایه‌های ضخیم با توان تولید بالا شد. برای رسیدن به این مهم باید روش‌های زیرزمینی اجرا شده در لایه‌های ضخیم را که در دنیا استفاده شده‌اند بررسی کرد. با مقایسه ویژگی‌ها و ملزومات این روش‌ها با شرایط موجود در آفریقای جنوبی می‌توان روش‌هایی را که می‌توانند با این شرایط سازگار باشند، شناسایی کرد. روش‌هایی که قابلیت اجرا شدن را دارند باید از نظر شرایط زمین شناسی محلی و شرایط اقتصادی موجود نیز بررسی شوند تا بتوان روش کلی و مناسب برای آفریقای جنوبی را معرفی کرد.

۹-٤- طبقه‌بندی روش‌های استخراج لایه‌های ضخیم زغال:

به منظور بررسی درست انواع روش‌های استخراج لایه‌های ضخیم که در سراسر جهان استفاده می‌شوند بایستی ابتدا یک روش برای طبقه‌بندی آنها ارائه داد. معیاری که معمولاً برای این منظور استفاده می‌شود توسط بایس و رامانی[۱] ارائه شده‌است و در آن، روش‌های موجود به سه دسته تمام جبهه[۲]، برشی[۳] و تخریب و تخلیه[٤] تقسیم شده‌اند. توضیح مختصر این سه دسته به صورت زیر است:

سیستم تمام جبهه:

در این روش کل ارتفاع لایه، به یک‌باره استخراج می‌شود. روش‌هایی مثل جبهه کار طولانی را عملیات یک مرحله‌ای گویند در حالی که روش اتاق و پایه با استخراج پایه‌ها را روش چند مرحله‌ای گفته می شود. تجهیزات نیز همان تجهیزات معمول است و چون برای کاهش مشکلات نشست، سرعت پیشروی باید بالا باشد لذا این روش معمولاً در کشورهایی استفاده می‌شود که از نظر فنی پیشرفته باشند.

---

[2]- Bise & Ramani
[2]- full face system
[2]- Slicing
[2]- Caving & Drawing

سیستم برشی:

کل ارتفاع لایه در چند برش به صورت بالارو یا پائین‌رو استخراج می‌شود. این برش‌ها ممکن است با هم استخراج شوند که در این صورت عملیات را همزمان[1] می‌گویند و یا این‌که یک تأخیر زمانی بین استخراج هر برش وجود داشته باشد که در این صورت عملیات را ناهمزمان[2] گویند.

تخریب و تخلیه:

در این روش زغال موجود در قسمت زیرین لایه ضخیم استخراج می‌شود و با تخریب قسمت باقی مانده در بالا، این قسمت نیز بیرون کشیده می‌شود.

با وجود اینکه این روش طبقه‌بندی همه گیر شده‌است ولی یک روش معروف به «کنترل لایه‌های سقف[3]» نیز ایجاد و به آن اضافه شده‌است. این معیار، روش‌ها را بر اساس تأثیر آنها بر لایه‌های سقف طبقه‌بندی می‌کند. روش‌های استخراج ممکن است:

- باعث حفظ یکپارچگی سقف شود.
- باعث کاهش میزان نشست در لایه‌های بالایی شود.
- یا باعث تخریب لایه‌های بالایی شود.

معیار کنترل لایه‌های سقف، از آنجا که روشی برای تعیین کارایی یا عدم کارایی روش انتخاب شده برای شرایط موجود می‌باشد لذا یک معیار خوب و قابل استفاده است. این معیار زمانی اهمیت دارد که لایه زغال ضخیم باشد و در زیر سازه‌های سطحی مهم یا زیر دیگر لایه‌های قابل استخراج قرار گرفته باشد.

[1]- Simulaneous
[2]- Non- Simulaneous
[2]- Roof Starta Control

جدول ۹-٤- طبقه‌بندی روش‌های استخراج در لایه‌های ضخیم بر اساس سیستم معدنکاری و نحوه کنترل سقف

ROOF STRATA CONTROL	MINING SYSTEM										
	Full face	S_t[1]	%e[2]	Slicing	S_t[1]	%e[2]	Caving and drawing	S_t[1]	%e[2]
PRESERVE	· Bord and pillar	4-4.5	44[3]	Bord and pillar (i) in a number of slices	>6	30[3]			
				(ii) with top- or bottom-coaling	4-6	40[3]			
				(iii) with top- or bottom-coaling followed by stowing	4-8	40[3]			
				(iv) with repeated cycles of stowing and top-coaling	4-12	40[3]			
LIMITED SUBSIDENCE	· Longwall mining with stowing	4-5	75	Non-simultaneous multi-slice longwall mining in: (i) descending slices with stowing	>4	60			
				(ii) ascending slices with stowing	>4	60			
				Simultaneous multi-slice longwall mining in: (i) ascending slices with stowing	>4	80			
CAVE	· Bord and pillar with pillar extraction · Longwall mining	4-4.5 4-6.0	70 75	Multi-slice bord and pillar with pillar extraction	6-10	50	Integrated longwall mining with caving	4-10	60
				Bord and pillar with pillar extraction and top- or bottom-coaling	4-6	50[3]	Hydraulic mining	>8	60
				Non-simultaneous multi-slice longwall mining in: (i) descending slices	>4	60	Metalliferous based mining methods: (i) open stoping	>10	50
				(ii) ascending slices	4-8	50	(ii) sublevel caving and drawing		
				Simultaneous multi-slice longwall mining in: (i) descending slices	>4	80		>10	50
				Non-integrated longwall mining with caving	6-10	60			

(1) S_t — seam thickness range in metres under typical South African conditions. (2) %e — overall percentage extraction.

(3) Typical overall percentage extraction under South African conditions since percentage extraction is a function of seam thickness and depth.

با ترکیب سه سیستم معدنکاری و سه حالت معیار کنترل سقف در فرم یک ماتریس، ۹ روش معدنکاری در لایه‌های ضخیم را می‌توان معرفی کرد (جدول۹-٤). همچنین هر روش استخراج لایه ضخیم فقط یکی از این ۹ حالت می‌تواند باشد. جالب این است که تمام روش‌هایی که یکپارچگی سقف را حفظ میکنند یکی از حالت‌های روش اتاق و پایه می‌باشند و تمام روش‌هایی که میزان جابجایی در سقف را کنترل می‌کنند نیز یکی از حالت‌های روش جبهه کار طولانی با پر کردن کارگاه می‌باشند.

روش‌های تبدیل به گاز[1] در این بررسی وارد نشده‌اند زیرا این روش‌ها در مراحل مطالعاتی هستند و امکان استفاده از این روش در آفریقای جنوبی حداقل تا چند سال آینده وجود ندارد. به‌علاوه اطلاعاتی درباره نوع روش معدنکاری، برای کار در لایه‌های با شیب بیش از ۱۰ درجه، ثبت نشده‌است و زیرا که لایه‌های آفریقای جنوبی بسیار مسطح بوده و در مناطق محدودی دارای شیب بیش از ۱۰ درجه بوده و که آن هم محدود به نواحی کناری حوزه‌های زغالی هستند و در این قسمت‌ها، لایه‌های ضخیم زغال به سرعت نازک می‌شود.

جدول۹-٤ محدوده ضخامتی مناسب برای هر روش معدنکاری را که متناسب با شرایط آفریقای جنوبی است و همچنین میزان بازیابی کلی را ارائه می‌دهد. به علت اینکه درصد بازیابی حاصل از روش اتاق و پایه به عواملی همچون ضخامت لایه، عمق و زمین شناسی بستگی دارد، لذا مقدار آن را فقط در شرایط معین می‌توان ارائه داد. مقادیر موجود در جدول ۹-٤ بر اساس موارد زیر است:

- عمق در حدود ۱۰۰ متر
- عرض پایه ٦ متر
- فاکتور ایمنی ۱/٦

1- Gasification

– از دست دادن ۲۰٪ ذخیره به علت عوارض زمین شناسی، هندسه نامنظم معدنکاری و به جا گذاشتن پایه های استراتژیک

به‌علاوه سودی که از پر کردن کارگاه اتاق و پایه می‌توان به دست‌آورد به تجربیات محدود در زمینه پرکردن کارگاه با خاکستر زغال در آفریقای جنوبی استوار است. بررسی‌های دیگری در این زمینه لازم است تا بتوان این روش‌ها را برای سایر معادن نیز اجرا کرد.

ضخامت‌های ارائه شده در جدول ۹–٤ نشان دهنده حدود قائمی است که در بیش‌تر از آن، عملیات معدنکاری قابل اجرا هستند. درصد بازیابی نیز بر اساس این حدود داده شده‌است. بنابراین برای مثال با ترکیب روش پرکردن کارگاه با استخراج چند مرحله‌ای اتاق و پایه، می‌توان این روش را در لایه‌های ضخیم‌تر نیز اجرا کرد. اگر ضخامت ثابت فرض شود، عملیات پرکردن باعث افزایش درصد بازیابی می‌شود. این مورد در شکل ۹–۱ برای یک لایه با ضخامت ۱۲ متر نشان داده شده‌است. تحت شرایط گفته شده و برای این لایه، در یک پانل استخراجی، درصد بازیابی برای روش اتاق و پایه به ۳٤ ٪ می‌رسد. با ترکیب روش پرکردن کارگاه با این روش، این میزان بازیابی به ۵۰ ٪ می‌رسد. بنابراین پرکردن کارگاه باعث افزایش ۱٦٪ بازیابی در یک لایه ۱۲ متری که استخراج در آن به صورت اتاق و پایه است، می‌شود.

۹–۵– توصیف روش‌های معمول معدنکاری در لایه‌های ضخیم:

با توجه به جدول ۹–٤ ملاحظه می‌شود که تاکنون تعداد قابل توجهی از روش‌های معدنکاری در لایه‌های ضخیم، در جهان استفاده شده‌است. تعدادی از این روش‌ها از روش‌های مرسوم معدنکاری گرفته شده‌اند. در واقع تمام روش‌های ذکر شده در این جدول، بر اساس یکی از ٦ روش زیر است.

– اتاق و پایه

- جبهه کار طولانی
- جبهه کار طولانی با چند برش[1]
- جبهه کار طولانی با تخریب
- معدنکاری هیدرولیکی[2]
- استخراج از طبقات فرعی و تخریب

این روش‌ها به طور مختصر ویژگی‌های مهم روش‌های معدنکاری در لایه‌های ضخیم را که در ادامه بحث می‌شوند، نشان می‌دهند.

۹-۵-۱- روش استخراج اتاق و پایه:

شرح روش:

آماده سازی اولیه شامل حفر تونل‌هایی می‌باشد که لایه زغال را به بلوک و یا پایه‌هایی تقسیم کند (شکل۹-۲). این پایه‌ها معمولا مربعی یا مستطیلی هستند و در محدوده ۵×۵ متر تا ۳۰×۳۰ متر طراحی می‌شوند. مرحله دوم معدنکاری (معدنکاری ثانویه) شامل استخراج پایه‌ها و یا استخراج زغال از بالا یا پایین لایه، با یا بدون پرکردن کارگاه است. در روش چند برشی بین برش‌ها یک فاصله ۲ تا ۵ متری باقی گذاشته و لنگه های بین پانل‌ها[3] و درون پانل‌ها[4] بر روی هم ایجاد می گردد.

شرایط زمین شناسی لازم:

به‌کارگیری موفق روش اتاق و پایه در لایه‌های ضخیم و تقریباً مسطح شرایط زیر را لازم دارد:

۱- لایه زغال دارای کیفیت بالا

1- Multi-Slice Longwall mining
2- Hydraulic Mining
3- Panel Pillar
4- Inter Panel Pillar

۲- کیفیت خوب سقف بلافاصله

ملاحظات طراحی:

در روش اتاق و پایه باید:

۱- فاکتور ایمنی مناسبی انتخاب شود، معمولا بیش از ۱.٤.

۲- ناحیه استخراجی به پانل‌هایی با مرزهای مناسب با لنگه های حائل کافی تقسیم شوند.

۳- اتاق‌ها باید با زاویه‌ای نسبت به جهت یافتگی ناپیوستگی‌ها و آنومالی‌ها ایجاد شوند.

٤- در صورتی که ضخامت لیچه بین کارگاه‌های اتاق و پایه مجاور (یعنی ضخامت لیچه بین دو کارگاه) کمتر از ۰/۷۵ تا ۱ برابر فاصله مرکز به مرکز پایه‌ها باشد، لنگه‌های پانل بایستی بر روی هم ایجاد شوند. هر دو کارگاه مجاور باید با فاکتور ایمنی مساوی یا بیش از ۱/۷ طراحی شوند.

۵- در صورتی که ضخامت لیچه فاصله بین کارگاه‌های اتاق و پایه مجاور (یعنی ضخامت لیچه) کمتر از ۱/۵ تا ۲ برابر عرض اتاق‌ها باشد، لنگه‌های پانل باید بر روی هم احداث شوند. به‌علاوه فاکتور ایمنی پایه‌های تئوریک با ارتفاعی برابر با مجموع ارتفاع کارگاه‌های مجاور، نباید کمتر از ۱/٤ باشد. فاکتور ایمنی هر کارگاه نیز نباید کمتر از ۱.۸ باشد.

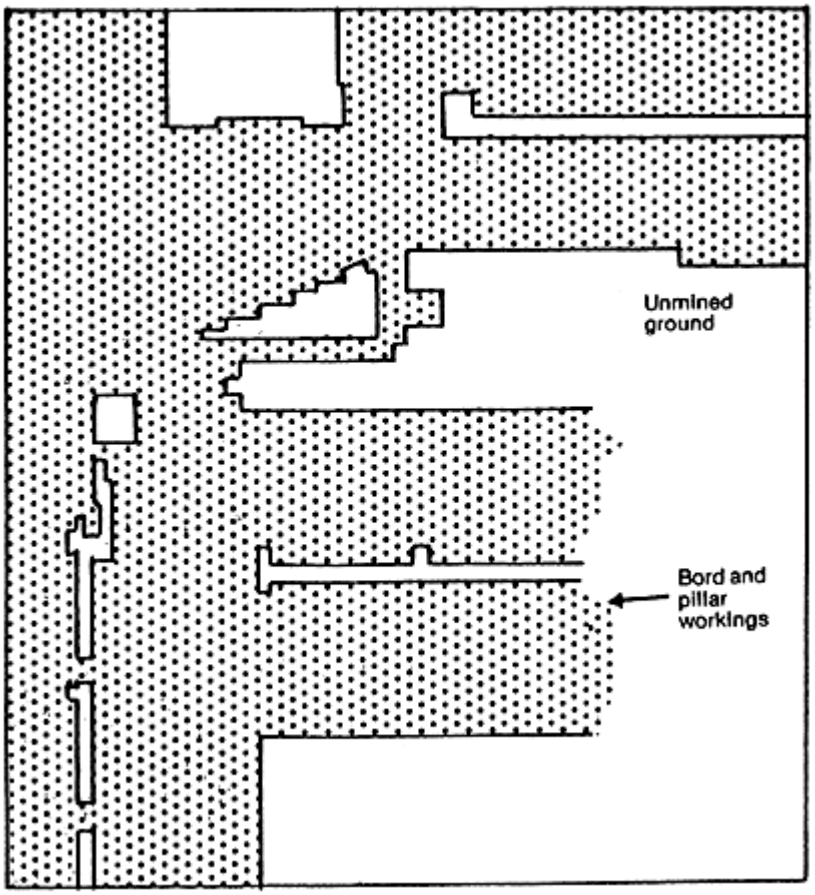
در روش اتاق و پایه با استخراج زغال از قسمت بالا یا پایین لایه باید:

۱- فاکتور ایمنی اولیه باید حداقل ۱.۷ تا ۱.۸ باشد تا باعث جلوگیری از امکان رانش پایه[1] شود که ممکن است در بخش‌هایی از پانل که از قسمت بالا یا پائین پایه گرفته شروع شود.

۲- فاکتور ایمنی در طراحی پانل استخراج و طراحی پایه باید بر اساس ارتفاع نهایی کارگاه باشد نه براساس ارتفاع کارگاه برش اولیه.

در روش اتاق و پایه با استخراج پایه‌ها باید:

[1]- Pillar run



شکل۹-۲- طرح روش اتاق و پایه

۱- یک منطقه تحت تنش در جلوی خط کارگاه وجود دارد. به همین دلیل پایه‌ها باید با فاکتور ایمنی بالاتری در مقایسه با شرایط معمولی طراحی شوند. مقدار پیشنهادی برای فاکتور ایمنی در روش مکانیزه ۱.۸ تا ۲ و در روش غیرمکانیزه بیشتر از ۲ می‌باشد.

۲- موفقیت در بازیابی پایه‌ها بیشتر به فاصله زمانی بین کاهش ابعاد پایه (تراشیدن پایه) و برداشت کامل پایه بستگی دارد. بنابراین نرخ استخراج و طول سینه‌کاری که در آن پایه‌ها استخراج می‌شوند، تاثیر زیادی بر موفقیت این عملیات دارد.

۳- ناحیه استخراجی باید به پانل‌هایی با مرزهای مناسب با لنگه‌های حائل کافی تقسیم شوند.

٤- با افزایش ارتفاع کارگاه‌ها، جابجایی جانبی بین سقف و کف زیاد می‌شود و لذا پایداری نگهداری‌های چوبی[1] خط تخریب کاهش می‌یابد.

٥- در روش چند برشی، ابتدا قسمت بالایی استخراج می‌شود.

٦- در روش چند برشی، آماده سازی قسمت زیرین باید پس از اتمام استخراج پایه‌های قسمت بالایی باشد. این عمل باعث کاهش میزان تنش‌های وارده بر عملیات قسمت زیرین (در حین استخراج پایه‌های بخش بالایی) می‌شود.

در حالت کلی روش اتاق و پایه در استخراج لایه‌های ضخیم باید:

١- بسیار انعطاف‌پذیر هستند؛ برای مثال خرابی ماشین‌آلات و آنومالی‌های زمین شناسی پیش‌بینی نشده، بر فرایند تولید تأثیر جدی نمی‌گذارد.

٢- هزینه سرمایه‌گذاری نسبتاً کمی نیاز دارند.

٣- امکان استخراج انتخابی را در افق‌های مختلف می‌دهند.

٤- با افزایش عمق و یا افزایش ضخامت لایه، درصد استخراج کاهش می‌یابد. این روش‌ها در اعماق بیشتر از ٢٥٠ متر بندرت به کار گرفته می‌شوند.

٥- درآفریقای جنوبی، این روش‌ها محدود به حداکثر ارتفاع ٣/٥ متر برای هر افق معدنکاری برای روش‌های مرسوم (چالزنی، آتشباری، بارگیری) و ارتفاع ٤/٥ متر برای روش استخراج پیوسته می‌باشند. به ویژه انجام عملیات ثانویه استخراج زغال از قسمت بالا یا پائین لایه:

١- تولید و بهره‌وری را بالا می‌برد.

٢- درصد استخراج در پانل در حالت پرکردن کارگاه ٧٠٪ و در حالت عدم پرکردن کارگاه ٥٠٪ می‌باشد.

1- Timber Breaker Lines

در صورت استخراج و بازیابی پایه‌ها:

۱- در مقایسه با عملیات اولیه استخراج، تولید کمتری دارد.

۲- درصد استخراج برای هر مقطع (افق) معدنکاری بیش از ۷۰ ٪ می‌باشد.

۳- برای کاهش مشکلات در کنترل لایه‌های سقف، باید سرعت استخراج پایه‌ها زیاد باشد.

۹-۵-۲- استخراج جبهه کار طولانی سنتی:

با توجه به جدول۹-٤ ملاحظه می‌شود که تنها دو روش معدنکاری در لایه‌های ضخیم بر اساس روش جبهه کار طولانی سنتی استوار هستند به‌ویژه روش استخراج جبهه کار طولانی تمام مقطع و روش جبهه کار طولانی با پرکردن کارگاه. این روش‌ها بسیار شبیه به روش جبهه کار طولانی به‌کار گرفته شده در لایه زغال با ضخامت ۲ تا ٤ متر هستند. در اینجا فقط به مواردی که مرتبط با به‌کار بردن این روش در لایه‌های زغال با ضخامت بیش از ٤ متر هستند اشاره می‌شود.

شرح روش:

آماده‌سازی پهنه‌ها و عملیات استخراج همانند سیستم جبهه کار طولانی است. اجرای روش جبهه کار طولانی در ارتفاع بیش از ٤ متر نیازمند استفاده از نگهداری شیلدی[1] ویژه برای حفظ پایداری، نصب بولت چوبی در سینه کار برای جلوگیری از پوسته شدن سینه کار، و سیستم‌های بالابر برای بررسی و تعمیرات قسمت‌های بالای سینه کار می‌باشد.

جبهه کار طولانی تمام مقطع در لایه‌های تا ارتفاع ٦ متر به کار می‌رود. در صورت پرکردن کارگاه این ارتفاع به ۵ متر کاهش می‌یابد.

شرایط زمین شناسی لازم:

1- Shield Support

استفاده از این روش در لایه‌های ضخیم و تقریبا افقی شرایطی را نیاز دارد که عبارتند از:

۱- لایه زغال، دارای حداقل مقاومت متوسط باشد.

۲- کیفیت مناسب لایه کف

۳- مرز لایه زغالی و لایه کف، هموار باشد.

٤- ناحیه وسیع بدون عوارض زمین‌شناسی بویژه گسل‌ها و دایک و توده‌های نفوذی.

۵- لایه زغال فوق‌العاده گاز خیز نباشد.

ملاحظات طراحی:

شرایطی که در طراحی استخراج جبهه کار طولانی بویژه وقتی که این روش در لایه ضخیم اجرا می‌شود، باید مد نظر قرار گیرند عبارتند از:

الف- ارتفاع معدنکاری: (٦ متر برای کارگاه استخراج جبهه کار طولانی تمام مقطع و ۵ متر برای روش جبهه کار طولانی با پرکردن کارگاه). این ارتفاع بلند کارگاه مستلزم:

- استفاده از نگهداری شیلد برای حفظ پایداری جانبی

- نصب بولت چوبی در سینه کار برای جلوگیری از باریکه‌باریکه شدن سینه کار

-استفاده از سیستم بالابر برای دسترسی به قسمت‌های بالای سیستم نگهداری جهت انجام عملیات بازرسی و تعمیرات سیستم‌ها

- عرض پهنه (طول کارگاه) محدود و معمولا کمتر از ۱۲۰ متر می‌باشد. به منظور کاهش مشکلات کنترل حرکات و جابجایی لایه‌ها باید سرعت استخراج بالا باشد.

- تأمین حجم زیاد هوا در سینه کار. این هوا هم کارگاه را تهویه می‌کند و هم گازهای متصاعد شده در اثر معدنکاری را در کارگاه کاهش می‌دهد.

ب- طول پهنه یا پانل: میزان بالای سرمایه اولیه لازم برای تأمین تجهیزات و همچنین زمان‌بر بودن و افت تولید در هنگام ایجاد سینه کارهای جدید، ایجاد پانل‌های طولانی را دیکته می‌کند.

ویژگی‌های مشترک دو روش عبارتند از:

۱- این روش‌ها بسیار انعطاف‌ناپذیر هستند، سرمایه اولیه زیادی لازم است، هزینه عملیات کمتر است و ریسک روش بالا است.

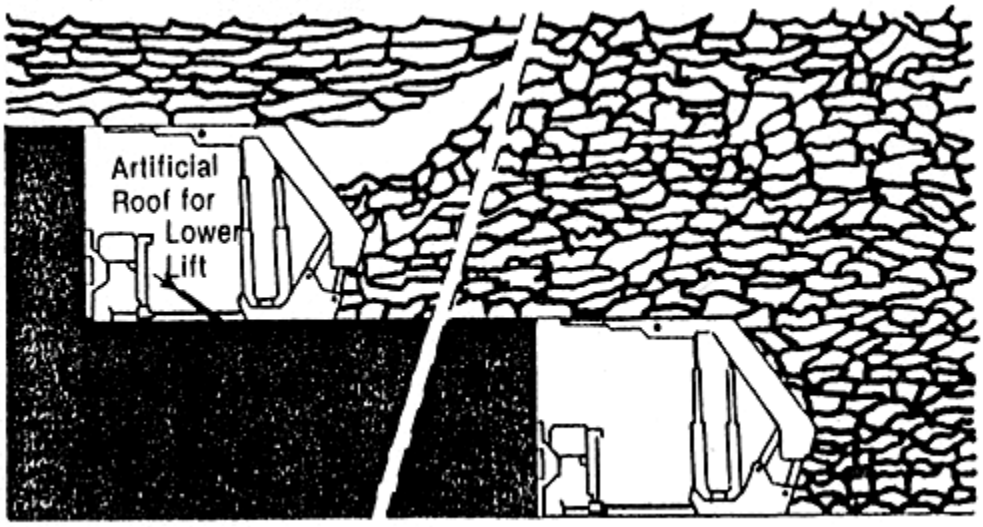
۲- علی‌رغم ارتفاع زیاد کارگاه، این روش میزان تولید کمتری نسبت به روش جبهه کار طولانی معمولی دارد. علت این امر در ازدیاد سریع شدت و تعداد مشکلات در اثر افزایش ارتفاع کارگاه‌ها می‌باشد.

۳- این روش‌ها نسبت به عمق حساسیت ندارند.

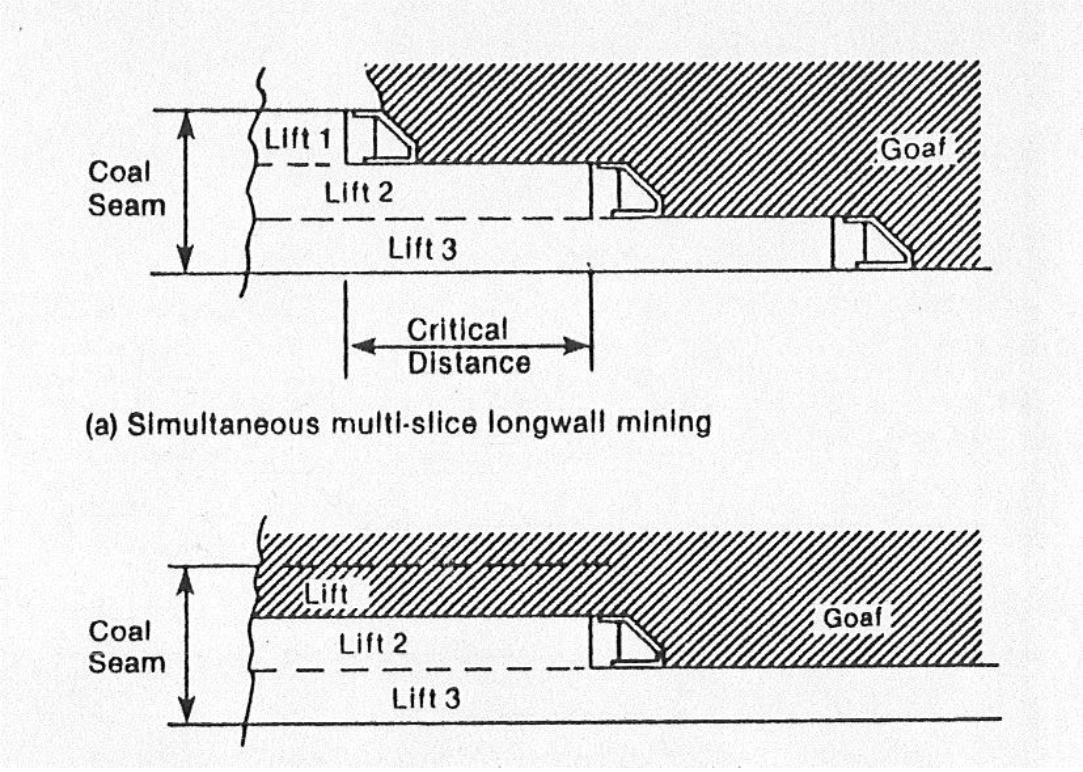
۹-۵-۳- روش استخراج جبهه کار طولانی با چند برش:

شرح روش:

این روش استخراجی با نام‌های *Multi-lift* و *Multi-pass* و *top slice long wall mining* نیز شناخته می‌شود و اساس کار در استخراج لایه ضخیم در چند برش می‌باشد(شکل۹-۳). اگر تمام برش‌ها با هم پیشروی کنند به آن روش «استخراج همزمان برش‌ها در استخراج جبهه کار طولانی» می‌گویند (شکل ۹-٤ الف). در صورتی که یک فاصله زمانی (چند ماه یا سال) بین پیشروی برش‌ها باشد به آن روش«استخراج غیر همزمان برش‌ها در استخراج جبهه کار طولانی» می‌گویند (شکل۹-٤ ب). در هر دو روش می‌توان از پرکردن نیز استفاده کرد.



شکل۹-۳-روش جبهه کار طولانی در چند برش



شکل۹-٤- روش استخراج غیر همزمان برش‌ها در جبهه کار طولانی *(a)* همزمان، *(b)* نا همزمان

استخراج همزمان برش‌ها در استخراج جبهه کار طولانی[1]:

وقتی که این روش با پرکردن ترکیب شود، برش‌ها به صورت صعودی[2] یعنی از پایین به بالا استخراج می‌شوند در غیر این صورت برش‌ها به صورت نزولی[3] یعنی از بالا به پایین استخراج می‌شوند. در برخی موارد نیز برش‌ها به صورت نزولی و به همراه پرکردن به‌کار گرفته می‌شود. ارتفاع کارگاه در هر برش بسته به شرایط اقتصادی و زمین شناسی انتخاب می‌شود ولی معمولاً ۲ تا ۳ متر است. عرض کارگاه نیز برای هر برش ثابت است و معمولا ۸۰ تا ۱۰۰ متر در نظر گرفته می‌شود. یک فاصله ۳۰ تا ۵۰ متری در بین سینه کارهای هر برش قرار داده می‌شود تا مشکلات ناشی از حرکت لایه‌ها به حداقل برسد. وقتی که استخراج لایه‌ها به صورت نزولی است، سقف برش زیرین شامل موارد زیر است:

- یک سقف مصنوعی، همانند سقف توری فلزی شده‌ای است که وایرمش را می‌توان در کف برش بالایی یا در سقف برش پائینی قرار داد.
- یک لایه سنگی باشد.
- یک لایه زغالی به ضخامت ۰/۵ تا ۱/۵ متر باشد.

این روش شرایط زیر را لازم دارد:

۱- لایه زغال از نظر مقاومت دارای کیفیت خوب باشد.

۲- لایه کف نیز از نظر مقاومت کیفیت خوبی داشته باشد.

۳- ضخامت لایه زغال در پهنهثابت باشد.

٤- کف لایه صاف و هموار باشد.

۵- لایه زغال موجود در پهنه تغییرات چندانی نداشته باشد.

1- Simulaneous multi- slice longwall mining
2- Ascending
3- Descending

٦- پهنه استخراجی فاقد عوارض زمین شناسی باشد.

٧- وقتی کارگاه پر نمی‌شود باید طبقات بالایی به طور منظم تخریب شده و سپس قسمت تخریب شده تحکیم باشد.

ملاحظات طراحی:

عملیات استخراج همزمان در چند برش:

١- طراحی ورودی‌ها: در صورت طراحی یک ورودی برای بیش از یک کارگاه جبهه کار طولانی صرفه‌جویی‌های زیادی خواهد شد. این روش آماده سازی اقتصادی‌ترین روش در بین سایر روش‌ها می‌باشد. در آفریقای جنوبی همانند سایر کشورها، این روش آماده سازی ممنوع می‌باشد. در سیستم چند ورودی نیز، فقط امکان استفاده از یک ورودی برای دو برش کنار هم (بالا و پائین) وجود دارد. استفاده از سیستم چند ورودی باعث می‌شود که مقداری از زغال به عنوان لنگه باقی گذاشته شود که در نتیجه درصد بازیابی کاهش می‌یابد.

٢- شکل مقطع ورودی‌ها و نگهداری آنها: ورودی‌هایی که به عنوان ورودی بیش از یک کارگاه استفاده می‌شوند معمولاً با مقطع نعل اسبی هستند و سیستم نگهداری نیز قاب فلزی می‌باشد. با استخراج هر برش، خاکریز در اطراف ورودی قرار داده می‌شوند تا هم باعث نگهداری مضاعف در این قسمت‌ها باشند و هم اینکه این قسمت‌ها را (ورودی‌ها را) از تخریب‌های ایجاد شده حفظ کنند.

٣- انتخاب و کنترل افق[1]: ملاحظاتی باید در مورد استفاده از میان لایه‌های سنگی و یا میان لایه‌های زغالی کم عیار به عنوان فاصله بین برش‌ها، صورت گیرد. میان لایه‌های سنگی معمولا همیشه در محل قابل قبول قرار نگرفته‌اند و قسمت‌های کم عیار زغال نیز معمولاً قابلیت خودسوزی دارند. کنترل افق مناسب برای شیرر، به منظور جلوگیری از نفوذ شیرر در قسمت تخریب شده و سست بالا و همچنین

1- Horizon selection and control

حفظ ضخامت مناسب زغال برای هر برش، ضروری می‌باشد. چون این روش معمولا در جایی استفاده می‌شود که درصد استخراج بالا مورد نظر است (مانند ژاپن) لذا سقف مصنوعی برای هر برش ایجاد می‌شود و از به‌جا گذاشتن فاصله زغالی بین برش‌ها جلوگیری می‌شود.

٤- انتخاب سیستم نگهداری برای روش جبهه کار طولانی: اگر بخواهیم از سیستم‌های نگهداری قدم‌زن در روش برش نزولی استفاده کنیم در این صورت سیستم‌های شیلد، چوک شیلد[1] و یا چوک[2] در برش بالایی با توجه به درجه کیفیت و مقاومت لایه بالایی انتخاب می‌شود. در شرایطی که سقف محکم باشد از چوک و چوک شیلد استفاده می‌شود و در صورتی که سقف ضعیف باشد استفاده از شیلد توصیه می‌شود. در برش‌های زیرین، سیستم نگهداری با قدرت بالا و نزدیک به سینه کار و همچنین پوشش کامل سقف لازم است. به‌علاوه سیستم نگهداری نباید باعث ایجاد تمرکز تنش در لایه زیرین شود زیرا این لایه در اثر پیشروی و استخراج در برش بالایی دچار شکست شده‌است (شکل۹-۵). بنابراین معمولاً سیستم نگهداری چوک شیلد چتری[3] و شیلد در قسمت برش‌های زیرین استفاده می‌شود.

٥- انتخاب شیرر و رنده: ترک‌های موجود در زغال در قسمت برش‌های زیرین ناشی از معدنکاری در برش بالایی و همچنین رهایی تنش در برش‌های زیرین باعث تغییر در خاصیت برش پذیری زغال در این برش‌ها می‌شود. بنابراین اگر از شیرر یا رنده برای برش زغال استفاده می‌شود باید تمهیداتی در استفاده از ماشین‌های متفاوت در برش اولیه و برش‌های زیرین در نظر گرفته شود.

٦- در هنگام انتخاب تجهیزات باید توجه شود که اگر این تجهیزات در استخراج لایه‌های ضخیم کارائی مناسب نشان ندادند، بتوان آنها را در قسمتی دیگر از معدن به کار بست.

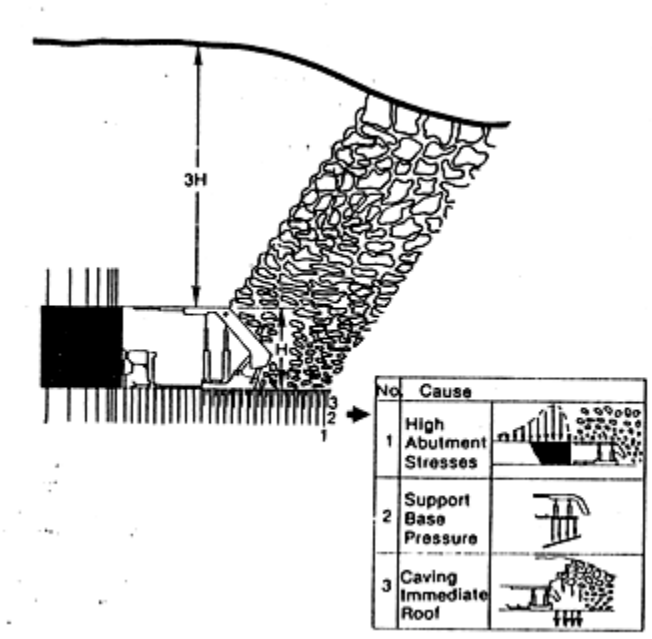
2- Chock- Sheild

3- Chock

1- Canopy Chock- Shield

۷- سینه‌کارها به علت وابستگی عملیات استخراج در هر برش، از سرعت پیشروی کمی برخوردارند. اگر بخشی از زغال در بین برش‌ها به جا گذاشته شود، این زغال باعث افزایش حرارت در قسمت تخریب شده قبل اتمام استخراج پهنه می‌شود. لذا باید در جا گذاشتن زغال در بین برش‌ها، طرح تهویه و طول پهنه دقت داشت.

۸- این روش‌ها تا حدودی غیر قابلانعطاف بوده و سرمایه‌گذاری زیادی لازم داشته و ریسک بالایی دارند. همچنین تجهیزات به گونه‌ای انتخاب می‌شوند که در صورت عدم کارایی، این تجهیزات را بتوان در کارگاه‌های جبهه کار طولانی و در لایه‌های ۲ تا ۳ متری به‌کار گرفت.



شکل۹-۵- شدت شکست‌های ناشی از تمرکز تنش در روش جبهه کار طولانی در کمر پایین

۹-۵-٤- استخراج جبهه کار طولانی ناهمزمان چند برشی:

با این روش، برش‌ها به صورت نزولی یا صعودی و با پرکردن کارگاه یا بدون پرکردن، استخراج می‌شوند. امروزه استخراج برش‌ها بیشتر به صورت نزولی صورت می‌گیرد و در واقع استخراج صعودی برش‌ها دیگر استفاده نمی‌شود. با این وجود این روش در لهستان به صورت صعودی و با پرکردن کارگاه

اجرا می‌شود. به منظور ایجاد ورودی‌ها در قسمت‌های زدوده از تنش باید این ورودی‌ها در محدوده پانل کارگاه‌های استخراج قبلی حفر شوند. این کار باعث کاهش طول کارگاه و در نتیجه کاهش درصد استخراج در هر برش بعدی می‌شود. ارتفاع کارگاه در هر برش ۲ تا ۳ متر است. یک فاصله زمانی به مدت ٦ تا ٢٤ ماه در روش استخراج نزولی بین برش‌ها در نظر گرفته می‌شود تا قسمت‌های تخریب شده در این مدت تحکیم یابند. در این موارد، سقف برش‌های پائینی به سه حالت که در قسمت قبل در روش استخراج همزمان برش‌ها اشاره شد، خواهند بود. با توسعه تجهیزات نگهداری قدم‌زن، انجام برش‌ها در زیر یک سقف تحکیم یافته مورد توجه قرار گرفته است. در این روش خطر خودسوزی زغال در افق‌های پائینی به علت شکستگی‌های موجود در زغال و همچنین زمان زیاد در مجاورت هوا بودن، وجود دارد. این روش تا حدودی انعطاف ناپذیر می‌باشد و هزینه سرمایه‌گذاری بالایی لازم دارد. همچنین هزینه عملیاتی پائین و ریسک روش بالا است. اگر از تجهیزات مشابه در تمامی برش‌ها استفاده شود در این صورت ریسک و همچنین سرمایه اولیه کمتری نسبت به روش «استخراج همزمان جبهه کارطولانی با چند برش» دارد. همچنین مهم‌ترین موردی که باید در نظر گرفته شود این است که درصورت عدم کارایی تجهیزات انتخابی آن‌ها، در لایه‌های ۲ تا ۳ متری وجود داشته باشد.

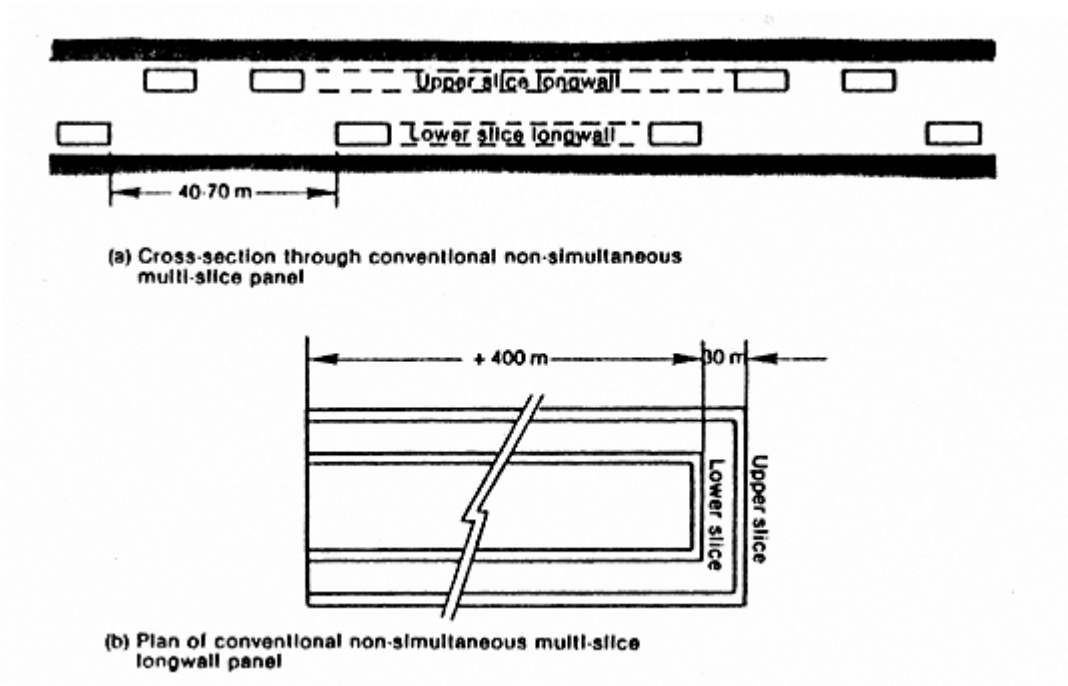
رسیدن به توان تولید بالا با کاهش درصد بازیابی همراه است. به منظور ایجاد ورودی‌ها در منطقه بدون تنش باید عرض پایه‌های بین پانل‌های استخراجی را افزایش داد و همچنین طول سینه‌کار را در هر برش کاهش داد. در هر حال توان تولید همانند روش جبهه کار طولانی مرسوم در لایه‌های غیرضخیم می‌باشد. نیاز برای ایجاد ورودی‌های جدید برای هر برش باعث افزایش هزینه‌های حفر ورودی‌ها و نگهداری آنها به‌ویژه در اعماق، می‌شود.

ملاحظات طراحی:

عملیات برش‌های ناهمزمان:

۱- طراحی ورودی‌ها: طرح مرسوم در ایجاد ورودی‌ها در شکل۹-٦ نشان داده شده‌است. این طرح نشان می‌دهد که پانل برش پائینی در زیر سنگ‌های خرد شده حاصل از برش بالایی قرار دارد. بنابراین طول سینه‌کار برش‌های زیرین پشت سرهم کاهش می‌یابد که در نتیجه عرض پایه‌های به‌جا گذاشته شده افزایش خواهد یافت. توجیه طراحی ورودی‌ها در این حالت در شکل ۹-۷ نشان داده شده‌است. در این شکل فرض بر ایجاد دو برش در لایه زغالی می‌باشد.شکل ۹-۷ a پروفیل توزیع تنش در امتداد محور سینه‌کار برش بالایی پس از حفر ورودی‌ها را نشان می‌دهد. شکل ۹-۷ bپروفیل توزیع تنش در امتداد محور سینه کار برش پائینی را پس از استخراج کامل برش بالایی نشان می‌دهد. پروفیل توزیع تنش نشان داده شده همانند پروفیل توزیع تنش در اطراف کارگاه‌های جبهه کار طولانی سنتی می‌باشد. حال در این افق باید ورودی‌ها ایجاد شوند. پروفیل توزیع تنش در شکل ۹-۷ b به سه ناحیه قابل تقسیم است. ناحیه A درست در زیر لنگه موجود در بین برش‌های بالایی قرار دارد. ناحیه C درست در زیر مرکز ناحیه تخریب شده قرار دارد. در نتیجه تنشی که در این ناحیه عمل می‌کند ناشی از بار مرده روباره است و تقریبا برابر تنش بکر σv می‌باشد. ناحیه B از تنش‌های ناشی از روباره حفظ شده‌است و زیرا بار وارد بر این منطقه کاهش یافته است. قسمت اعظم تنش‌های وارد بر این ناحیه توسط لنگه موجود که همان ناحیه A است، تحمل می‌شود. تنش وارد بر این ناحیه کمتر از میزان تنش اولیه و بکر وارد بر این ناحیه است. برای ایجاد شرایط تعادل باید سطح بین منحنی توزیع تنش در روی خط چین$\sigma virgin$ و سطح بین منحنی توزیع تنش در زیر خط چین$\sigma virgin$ ، برابر باشد. پس بنابراین ناحیه B بهترین گزینه برای محل حفر ورودی‌ها می‌باشد. لذا با قرار دادن ورودی در این قسمت طول سینه‌کار کاهش می‌یابد که در

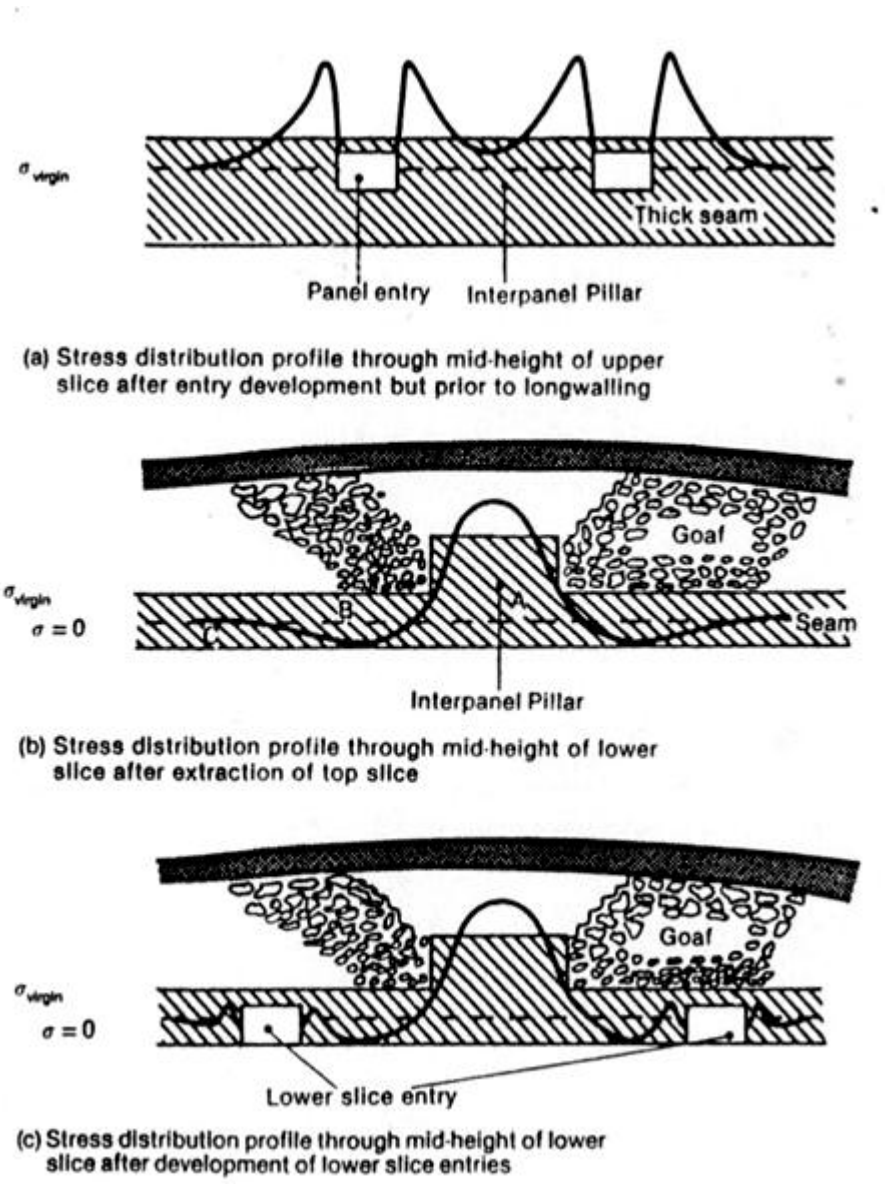
نتیجه درصد استخراج نیز کاهش می‌یابد. محققین مختلفی محل A را برای انتخاب ورودی‌ها پیشنهاد کرده‌اند. اما بسیاری از این طرح‌ها نه تنها باعث افت درصد استخراج می‌شوند بلکه مشکلات کنترل حرکات لایه‌های بالاتر را بیشتر می‌کنند. در شرایط اقتصادی اخیر در آفریقای جنوبی، ورودی‌های برش‌های پائینی باید در ناحیه بدون تنش حفر شوند تا باعث کاهش هزینه‌های اضافی نگهداری این تونل‌ها شود.



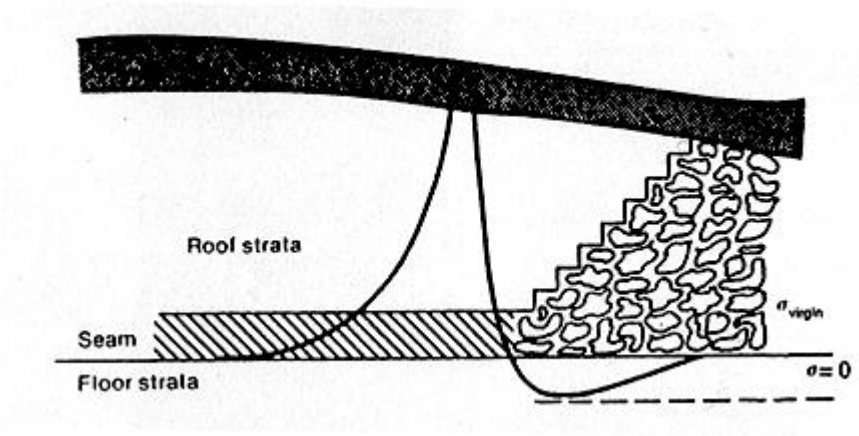
شکل ۹-٦- طرح ورودی‌ها در روش استخراج غیرهمزمان جبهه کار طولانی با چند برش

۲-مراحل آماده سازی ورودی‌های برش‌های پائینی: شکل ۹-۸ پروفیل توزیع تنش را در طول پانل جبهه کار طولانی نشان می‌دهد. همان طور که دیده می‌شود تمرکز تنش بالایی در جلوی سینه‌کار وجود دارد. اگر تونل‌های آماده سازی برش‌های زیرین قبل از استخراج برش بالایی حفر شوند در این صورت این تونل‌ها تحت تأثیر تنش زیاد قرار می‌گیرند و ممکن است خسارت‌های زیادی به این تونل‌ها وارد شود. به همین دلیل سعی بر این است که آماده سازی برش زیرین پس از اتمام استخراج برش بالایی

صورت گیرد. این کار مشکلات چندانی ایجاد نمی‌کند زیرا اگر یک فاصله زمانی قبل از استخراج برش پائین در نظر گرفته شود، سنگ‌های تخریب شده بالایی به خوبی تحکیم می‌یابند.



شکل ۹-۷- پروفیل توزیع تنش در روش جبهه‌کار طولانی با استخراج غیرهمزمان برش‌ها



شکل۹-۸- پروفیل توزیع تنش در طول پانل استخراج

۳- انتخاب شکل مقطع و نگهداری تونل‌های ورودی برای برش‌های پائینی: آماده سازی ورودی‌ها در ناحیه بدون تنش باعث کاهش میزان نگهداری لازم می‌شود. به ویژه لازم نیست که برای استفاده از قاب های نعلی شکل، مقطع تونل را به صورت نعلی طراحی کنیم. در چنین شرایطی، مقطع تونل ورودی با توجه به طبیعت سقف بلافاصله تعیین می‌شود. اگر فاصله‌ای بین برش‌ها در نظر گرفته نشده باشد در این صورت ابعاد تونل‌ها را باید با حداقل ممکن طراحی کرد و سقف آن را با استفاده از چوب تماماً پوشاند تا از ورود مواد سنگی تخریب شده به داخل ورودی‌ها جلوگیری شود. از طرف دیگر اگر یک فاصله سنگی بین برش‌ها وجود داشته باشد، عرض تونل ورودی به مقاومت تیر سنگی بالای تونل بستگی دارد و در این حالت مقدار نگهداری لازم حداقل خواهد بود.

٤- نگهداری کارگاه‌ها: عملیات مشابه عملیات اشاره شده در روش استخراج همزمان برش‌ها می‌باشد.

۵- تجهیزات لازم برای روش جبهه کار طولانی: تجهیزات نیز باید با توجه به ملاحظات گفته شده در روش استخراج همزمان برش‌ها، انتخاب شوند.

٦- انتخاب و کنترل افق: ملاحظات گفته شده در روش همزمان، در اینجا نیز باید مورد توجه قرار گیرند. اما اگر استخراج در زیر مواد تخریب شده بالایی صورت می گیرد، شیرر می‌تواند تا حدودی در این مواد تخریبی نفوذ کند و این امر مشکل خاصی را در عملیات ایجاد نخواهد کرد.

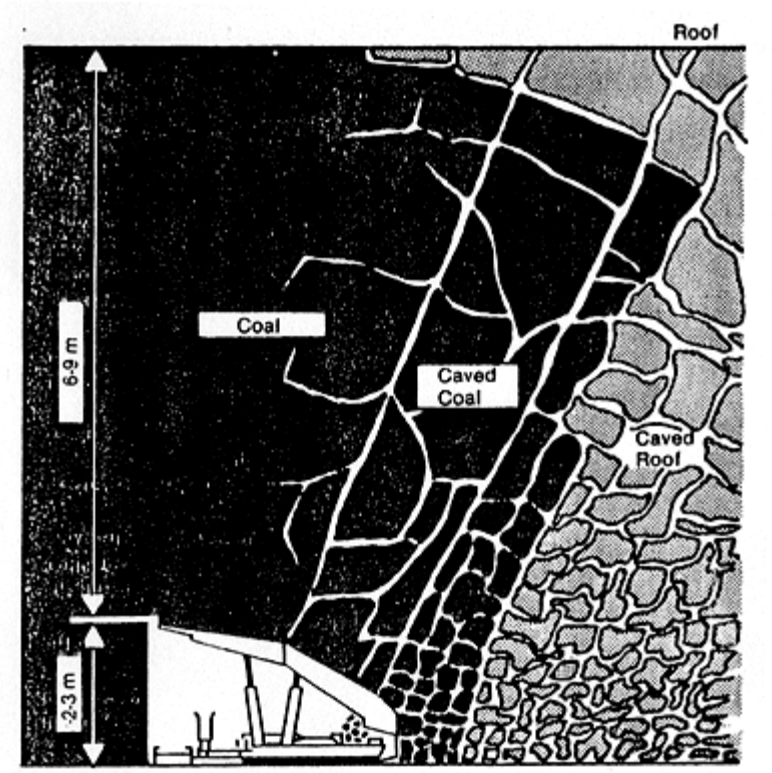
۷- زهکشی در قسمت‌های تخریب شده: فاصله زمانی ایجاد شده در بین استخراج برش‌ها باعث می‌شود که مقدار قابل توجهی آب در بین مواد سنگی تخریب شده جمع شود. این آب به عنوان یک تهدید برای عملیات استخراج در برش زیرین است و باید قبل از شروع عملیات در برش زیرین، این آب جمع‌آوری شود.

۹-۵-۵- روش استخراج جبهه کار طولانی به همراه تخریب:

شرح روش:

ضخامت ۲ تا ۲/۵ متری زیرین لایه زغال با روش جبهه کار طولانی استخراج می‌شود. با پیشروی سینه کار، زغال باقی مانده در قسمت بالایی لایه زغال به داخل ناحیه استخراج شده زیری تخریب می‌شود و در پشت سیستم نگهداری قدرتی جمع و از این قسمت بازیابی می‌شود (شکل۹-۹). در این روش از سیستم‌های نگهداری خاصی استفاده می‌شود که امکان کار همزمان دو ناوزنجیری در سینه‌کار را فراهم می‌سازند. یک ناو زنجیری برای حمل زغال کنده شده از سینه‌کار جبهه کار طولانی و یک نوار نقاله برای جمع آوری زغال تخریب شده در پشت سیستم نگهداری قرار می‌گیرد. معمول‌ترین سیستم نگهداری استفاده در این روش، چوک شیلد می‌باشد که به یک صفحه شیلد هیدرولیکی در قسمت پشت سیستم نگهداری مجهز شده‌است. این شیلد، ناوزنجیری را از سنگ‌های تخریب شده حفظ می‌کند و همچنین به بازیابی بهتر زغال کمک می‌کند. طول سینه‌کارها معمولاً ۸۰ تا ۱۰۰ متر و طول پانل‌ها ٦۰۰ تا ۸۰۰ متر می‌باشند. در گذشته ابتدا قسمت بالای لایه زغال را به صورت جبهه کار طولانی استخراج

می‌کردند و سپس قسمت باقی مانده را به روش جبهه کار طولانی و تخریب استخراج می‌کردند که امروزه با پیشرفت‌های صورت گرفته در زمینه سیستم‌های نگهداری، این روش حذف شده‌است. امروزه لایه‌های تا ضخامت ۱۰ متر را می‌توان با یک عملیات جبهه کار طولانی و تخریب استخراج نمود.



شکل ۹-۹- روش استخراج جبهه‌کار طولانی با تخریب

شرایط زمین شناسی لازم برای این روش:

۱- زغال باید خرد شونده و شکننده باشد به طوری که به بلوک‌های کوچک و قابل حمل با ناوزنجیری تبدیل شود.

۲- لایه زغال باید فاقد لایه‌های سنگی ضخیم و یا میان لایه‌های محکم و سخت باشد.

۳- دارای خاصیت خودسوزی نباشد.

٤- قابلیت گازدهی کمی داشته باشد.

۵-سنگ کف به قدر کافی محکم باشد.

٦- مرز بین لایه زغال و سنگ کف هموار و صاف باشد.

۷- کمر بالای زغال نیز باید خاصیت تخریبی داشته باشد.

۸- منطقه وسیع و فاقد عوارض زمین شناسی بزرگ باشد.

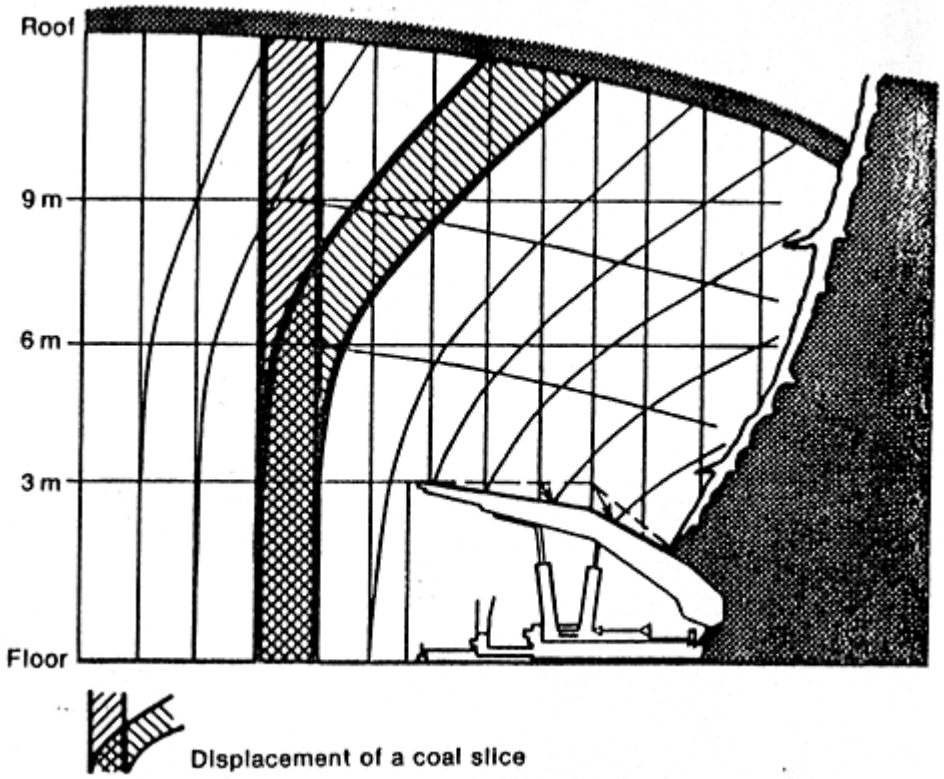
ملاحظات طراحی:

۱- سیستم نگهداری باید توان تحمل جابجایی‌های عرضی[1] و جانبی[2] را داشته باشد و بتواند پایداری خود را نیز حفظ کند. شکل (۹-۱۰) نحوه حرکت زغال تخریب شده را به سمت محل جمع‌آوری نشان می‌دهد. این نحوه حرکت ممکن است باعث جابجایی قسمت زیرین سیستم نگهداری تا مقدار ٦۰۰ میلی متر به داخل مواد سنگی خرد شده شود. همچنین تخلیه زغال خرد شده از مجرای جانبی می‌تواند باعث جابجایی جانبی شیلدها به مقدار ۲۰۰ میلی‌متر نسبت به حالت مبنا شود.

۲- این روش مناسب برای زغال‌های خرد شونده و دارای خاصیت تخریبی است. این نوع زغال معمولا در حین تخریب و تخلیه و حمل، باعث تولید حجم زیادی گرد زغال می‌شود. لذا برای مقابله با این گرد و غبار باید از روش‌های پاشش آب استفاده نمود.

۳- برای کاهش خطر خودسوزی زغال باقی مانده در قسمت تخریب شده معمولا از روش استخراج پسرو استفاده می‌شود.

1- Lateral
2- Transverse



شکل ۹-۱۰- تغییر شکل و حرکت سقف لایه زغال

ویژگی‌های این روش:

۱- روش انعطاف‌پذیری کم، سرمایه اولیه بالا و ریسک بالایی دارد.

۲- نسبت به تغییرات ضخامت زغال حساس نمی‌باشد.

۳- به علت وابستگی بین پیشروی سینه‌کار و جمع آوری مواد تخریبی از پشت، نمی‌توان به حجم واقعی تولید رسید.

٤- پیشروی سینه کار به آرامی صورت می‌گیرد. این کار باعث افزایش مشکلات ناشی از حرکات لایه‌ها می‌شود. لذا عقیده بر این است که سرعت پیشروی بدون توجه به تخریب و تخلیه مواد، افزایش یابد.

۵- استفاده از پرسنل ماهر در قسمت تخلیه زغال تخریب شده، باعث افزایش راندمان و موفقیت در اجرای این روش می‌شود. عدم کارایی عملیات تخلیه و همچنین تخلیه بیش از حد زغال:

- باعث کاهش بازیابی زغال تخریب شده می‌شود.

- باعث افزایش اختلاط زغال تخریب شده با سنگ باطله می‌شود.

- باعث بیرون کشیده شدن زغال از قسمت بالای سینه کار می‌شود.

- تخلیه زغال بویژه در انتهای پهنه‌ها و نزدیک به مناطقی که هنوز استخراج نشده‌اند، باعث ایجاد تخریب و تضعیف در پایه‌ها و لنگه‌های بین پانلی می‌شود که باید برای جلوگیری از آن، از انجام عملیات تخلیه در این قسمت ها خودداری کرد.

٦- استخراج انتخابی افق‌های معین از لایه زغال، امکان ندارد.

۷- با افزایش ضخامت لایه، مشکلات کنترل حرکات لایه‌ها نیز افزایش می‌یابند.

۸- روش نسبت به افزایش عمق، حساس نیست.

۹-۵-٦- روش استخراج هیدرولیکی:

شرح روش:

در این روش از جت آب با فشار بالا برای استخراج زغال استفاده می‌شود. این روش برای لایه‌های زغالی شیب‌دار مناسب بوده و در لایه‌های زغالی ضخیم، نسبتاً مسطح و افقی کاربرد محدودی دارد. معمولاً در چنین شرایطی، آماده سازی اصلی در قسمت کف لایه صورت می‌گیرد و آماده سازی‌های پانل ثانویه با یک زاویه ۵ درجه نسبت به آماده‌سازی اصلی اجرا می‌شوند. آماده‌سازی ثانویه ممکن است پانل را به تعداد زیادی پایه‌های حائل[1] طویل تقسیم کند و یا در صورت احداث میانبرها[2]، پانل را به شکلاتاق

[1]- Rib Pillar
[2]- Cross Cut

و پایه تبدیل کند. برای حفر آماده‌سازی‌های ۲ تا ۳ متری از کانتینیوز ماینر[1] استفاده می‌شود. همچنین به جای استفاده از دستگاه‌های معمول (لودر، شاتل[2]، نوار نقاله) برای بارگیری و حمل، زغال استخراج شده به وسیله آب از سینه‌کار شسته می‌شود و در اثر نیروی ثقل به راهروهای حمل و نقل اصلی[3] می‌رود و از آنجا به صورت اسلاری[4] به بیرون فرستاده می‌شود. استخراج ثانویه با استفاده از جت پرفشار آب صورت می‌گیرد. آب توسط ابزاری که به مخزن هیدرولیکی وصل هستند و به آنها مانیتور[5] می‌گویند، پاشیده می‌شود. شکافی در طول صفحات ضعیف زغال و در مقابل این ابزار، ایجاد می‌شود و این شکاف گسترش پیدا می‌کند تا آنکه به سنگ باطله برسد و تمام زغال استخراج شود و در سنگ‌های اطراف تخریب ایجاد شود. سپس مانیتور کمی پائین کشیده می‌شود و عملیات تکرار می‌شود. آبی که برای برش زغال استفاده می‌شود، برای شستن زغال از سینه کار و حمل آن به شبکه اسلاری که در راهروی اصلی قرار دارد، استفاده می‌شود. ایجاد آماده‌سازی‌های ثانویه با زاویه ۵ درجه به سمت بالا باعث می‌شود که زغال روی کف بازیافت شود. برای کاهش میزان افت زغال در کف، طول پانل‌ها به ندرت از ۸۰ متر تجاوز می‌کند.

شرایط زمین شناسی لازم:

۹- زغال باید شکننده و خرد شونده بوده و میان لایه‌های سنگی(لیچه) کمتری داشته باشد.

۱۰- دارای حداقل ضخامت ۱۰ متر باشد.

۱۱- طبقات بالا و پائین لایه زغال باید به قدر کافی محکم باشند تا میزان ترقیق کاهش یابد و همچنین سنگ کف دچار آماس و بالا آمدن نشود.

1- Continuous Miner
2- Shuttle Car
3- Main Development
4- Slurry
5- Miner

۱۲- زغال خاصیت خودسوزی نداشته باشد.

ملاحظات طراحی:

۱- مسیرها باید به حد کافی شیب‌دار باشند تا مواد خرد شده جلوی سینه‌کار توسط آب شسته شود.

۲- تأمین آب با فشار بالا و حجم کافی در سینه‌کار.

۳- به علت باقی ماندن زغال در داخل مواد تخریب، مشکلات ناشی از خود سوزی زغال بیشتر است. لذا پانل‌ها باید طوری طراحی شوند که در صورت ایجاد گرمای ناشی از خود سوزی در حین عملیات استخراج، بتوان با بستن پانل از گسترش آن جلوگیری کرد.

ویژگی‌های روش:

۱- روش نسبتاً ساده و ارزان است. تعداد تجهیزات کمی در زیرزمین لازم است. تجهیزات ساده و سخت جان هستند و قسمت‌های متحرک کمی دارند لذا هزینه نصب، نگهداری و راه‌اندازی این تجهیزات کم است.

۲- در شرایط سخت زمین قابل اجرا است.

۳- روش ایمنی بالایی دارد. تجهیزات متحرک کمی در طول عملیات استخراج به کار گرفته می‌شود. وسایل الکتریکی کم است لذا خطرات ناشی از انفجار گاز متان و گرد زغال کاهش می‌یابد. کارگران در زیر سقف نگهداری شده و دور از سینه کار مستقر شده‌اند. آب استفاده شده در هنگام حفر باعث کاهش گرد و غبار می‌شود.

٤- آب حفاری برای جمع آوری و حمل زغال از سینه کار به تغذیه کننده[1] و مخازن استفاده می‌شود. اسلاری حاوی زغال در اثر نیروی گرانش به شبکه اصلی می‌رود و از آنجا به بیرون پمپاژ می‌شود.

٥- این روش چرخه‌ای نمی‌باشد[2]، یعنی پیوسته است.

٦- استخراج انتخابی قابل اجرا نیست.

٩-٦- روش‌های معدنکاری در زغال بر اساس روش‌های استخراج معادن فلزی:

دو روش از روش‌های استخراج معادن فلزی در معادن زغال نیز کاربرد دارند که یکی کارگاه باز[3] و دیگری تخریب در طبقات فرعی است. این روش‌ها در رگه‌های فلزی با شیب زیاد و نزدیک به قائم اجرا می‌شوند لذا در لایه‌های زغالی با شیب تند می‌توان آن‌ها را بکار برد. در صورت استفاده از این روش‌ها در لایه‌های زغال، فاصله طبقات فرعی ٨ تا ١٥ متر طراحی می‌شود. در لایه‌های افقی با ضخامت بیش از ١٠ متر نیز قابل اجرا می‌باشند. این گونه لایه‌ها در آفریقای جنوبی وجود دارند لذا بررسی این روش‌ها مفید می‌باشد. متأسفانه کشورهای بلوک شرق که این روش‌ها را اجرا کرده‌اند، مطالب زیادی در این زمینه ارائه نداده‌اند. برخی از روش‌های استفاده شده در کشورهای بلوک شرق در «اطلس روش‌های معدنکاری[4]» آورده شده‌است. بررسی این دو روش محدود به ویژگی‌های پایه و اساسی این دو روش که در مسائل طراحی مطرح است، می‌باشد.

شرح:

1-Feeder breaker
2-Non- Cyclical
3-pen Stoping
4-tlas of Mining Methods (Stoces 1963)

۹-٦-۱- روش کارگاه باز (شکل ۹-۱۱):

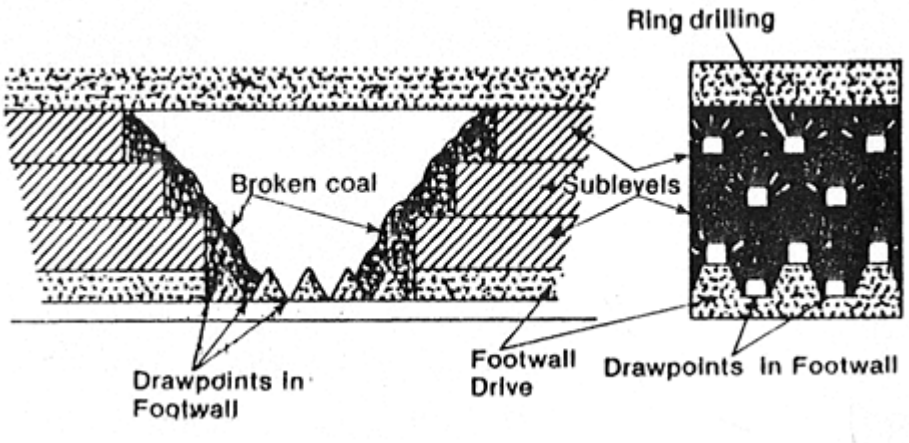
ابعاد کارگاه به مقاومت سنگ لایه سقف بستگی دارد و سقف باید طوری باشد که در حین عملیات استخراج، تخریبی در آن ایجاد نشود. بسته به ضخامت لایه زغال، تعدادی طبقه فرعی در داخل لایه زغال ایجاد می‌شود. ورودی‌های ایجاد شده دارای ارتفاع ۳ متر و عرض ۵ متر می‌باشند و فاصله‌داری جانبی آنها ۸ تا ۱۵ متر می‌باشد. یک برش قائم به ضخامت خود لایه زغال ایجاد می‌شود و برش‌های بعدی زغال توسط آتشباری به داخل این برش تخریب می‌شود. زغال از طریق شوت‌های تخلیه موجود در پائین‌ترین طبقه، بیرون کشیده می‌شود. طبقات فرعی به صورت‌های زیر استخراج می‌شوند:

۱- بصورت نزولی (زیرپایی)

۲- بصورت صعودی (بالا سری)

۳- یکنواخت[1](هماهنگ)

در هنگام استخراج به صورت نزولی و یا صعودی، یک فاصله افقی ۵ تا ۳۰ متری بین عملیات استخراجی درطبقات مختلف داده می‌شود. عملیات حفاری، آتشباری و تخلیه زغال با سرعت خوبی اجرا می‌شوند لذا توان تولید در این روش بالاست.

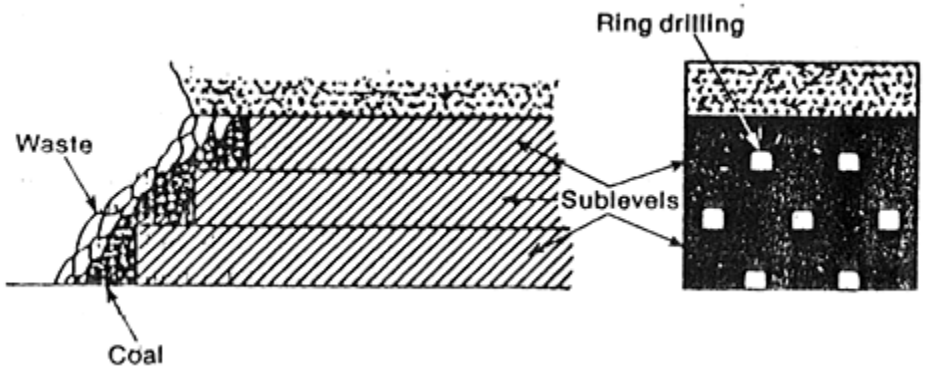


شکل ۹-۱۱- روش استخراج کارگاه باز (زیر پایی)

1- Uniformly

۹-٦-۲- روش تخریب در طبقات فرعی (شکل ۹-۱۲):

ابعاد کارگاه‌ها بستگی به ویژگی‌های مقاومتی سنگ سقف دارد و باید به گونه‌ای باشد که در حین عملیات معدنکاری، لایه‌های سقف بطور منظم دچار تخریب شوند. همانند روش کارگاه باز، در این روش نیز طبقات فرعی با فواصل ۸ تا ۱۵ متری احداث می‌شوند. تونل‌های طبقات با عرض ۵ متر و ارتفاع ۳ متر و در فواصل جانبی ۸ تا ۱۵ متر طراحی می‌شوند. وقتی تعداد طبقات فرعی در هر افق بیش از یک عدد باشد در این صورت طراحی الگوی تونل‌ها به صورت پراکنده می‌باشد. یک برش قائم در کل لایه ایجاد می‌شود و برش‌های بعدی به وسیله انفجار صورت می‌گیرند و داخل این برش اولیه می‌ریزند. هرگاه برنامه استخراج بصورت نزولی باشد در این صورت کارگاه‌ها بصورت زیرپایی و با یک فاصله ۵ تا ۳۰ متری از طبقه بالاسری، استخراج می‌شوند. این باعث می‌شود که زغال خرد شده از انتهای تونل‌های طبقات به پائین بریزد. با برداشت زغال‌های خرد شده، لایه سقف به داخل کارگاه تخریب می‌شود. فاصله زمانی و طول زمان تخلیه زغال از طبقات باید به دقت انتخاب شود تا هم بازیافت زغال بیشتر شود و هم اینکه ترقیق ماده معدنی و باطله کاهش یابد. این روش توان تولید بالایی دارد. مراحل حفاری، آتشباری و تخلیه نسبتاً سریع اجرا می‌شوند و لذا این مراحل توان تولید بالایی دارد.



شکل ۹-۱۳- استخراج در طبقات فرعی و تخلیه

شرایط زمین شناسی لازم برای اجرای روش:

کارگاه باز:

۱- ضخامت لایه زغال بیش از ۱۰ متر باشد.

۲- لایه زغال از نظر مقاومت کیفیت خوبی داشته باشد.

۳- سقف بلافاصله نیز کیفیت خوبی داشته باشد.

٤- زغال خاصیت خودسوزی نداشته باشد و گاز خیزی آن نیز کم باشد.

تخریب در طبقات فرعی:

۱- ضخامت لایه زغال بیش از ۱۰ متر باشد.

۲- کیفیت لایه زغال از نظر مقاومت در حد متوسط باشد.

۳- لایه سقف دارای خاصیت تخریبی باشد.

٤- زغال خاصیت خودسوزی نداشته باشد و گازخیزی آن نیز کم باشد.

ویژگی‌های روش:

ویژگی‌های مشترک این دو روش شامل موارد زیر است:

۱- نسبتاً انعطاف‌پذیر هستند. سرمایه گذاری اولیه متوسط و ریسک روش نیز متوسط است.

۲- درصد بازیابی عملیات استخراج کمتر از ۵۰ ٪ نیست.

۳- بیشترین تولید در مرحله دوم عملیات استخراج[1] است و روش کلاً توان تولید بالایی دارد.

٤- مرحله دوم عملیات استخراج، نرخ تولید بالایی دارد لذا تکرار مراحل عملیات کاهش می‌یابد.

ویژگی‌های خاص روش کارگاه باز:

۱- عملیات تخلیه زغال مستقل از عملیات استخراج می‌باشد.

۲- تهویه زیادی لازم است.

ویژگی‌های روش تخریب در طبقات فرعی:

[1]- Secondry mining opertion

۱- عملیات تخلیه زغال مستقل از عملیات استخراج می‌باشد.

۲- کنترل نحوه تخلیه زغال از طبقات تأثیر زیادی بر درصد بازیابی و عیار زغال خواهد داشت.

۳- عملیات معدنکاری در طبقات مختلف تا حدودی به همدیگر وابسته هستند.

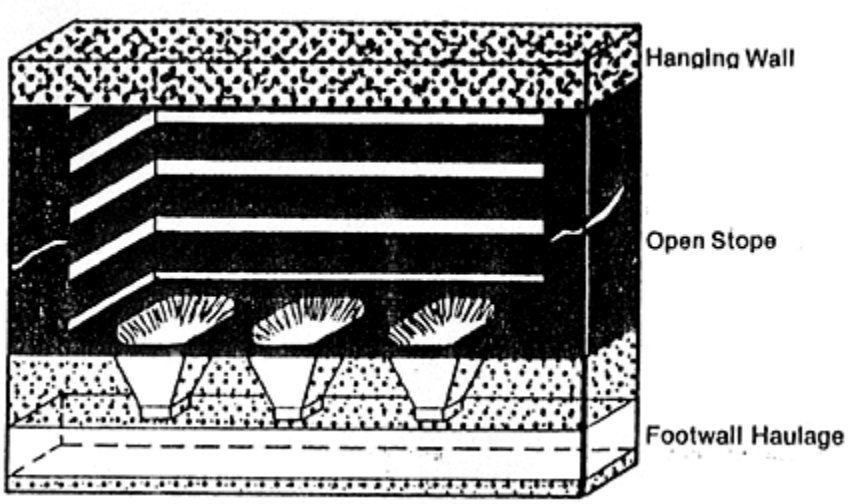
ملاحظات طراحی:

در روش کارگاه باز:

۱- ساخت شوت‌های تخلیه: شوت‌های تخیله در این روش به شکل مخروطی طراحی می‌شوند (شکل ۹-۱٤) و در زیر لایه زغالی ایجاد می‌شوند. معمولاً قسمتی از لایه زغال که این شوت‌ها در آن حفر می‌شوند، بازیابی نمی‌شوند. به علاوه اگر زغال خاصیت خودسوزی داشته باشد، شوت‌های ایجاد شده در لایه زغال، به عنوان یک منبع خطر در حین عملیات استخراج به شمار می‌آیند. روش دیگر، احداث شوت تخلیه در کمر پائین است. این کار باعث افزایش هزینه آماده‌سازی و همزمان افزایش سود می‌شود. آسیب‌دیدگی در تونل‌ها کمتر است و لذا شکستگی‌ها نیز کمتر است و به راحتی می‌توان پانل‌ها را بدون ایجاد مشکل در عملیات دیگر کارگاه‌ها، مسدود کرد. در حالت کلی، ورودی‌های ایجاد شده در کمر پائین اقتصادی هستند و با افزایش ضخامت لایه، نسبت بین باطله حفر شده به زغال استخراج شده کاهش می‌یابد.

۲-در حالتی که زغال خودسوز باشد باید کارگاه‌ها را به خوبی تهویه کرد. لذا با افزایش ابعاد کارگاه میزان تهویه لازم نیز افزایش می‌یابد. ایجاد شوت‌های تخلیه در کمر پائین باعث کاهش ریسک خودسوزی زغال می‌شود

در روش تخریب در طبقات فرعی:

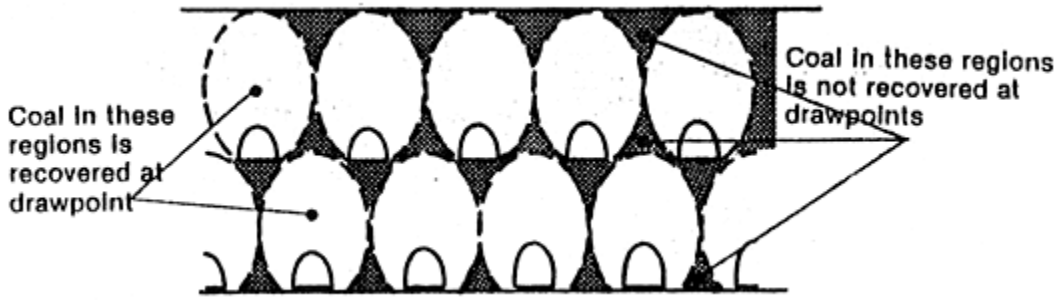


شکل ۹-۱٤- احداث شوت‌های تخلیه در روش کارگاه باز

۳-در صورتی که زغال زیادی در بین مواد تخریب شده باقی بماند، خودسوزی زغال یک مشکل اساسی است. این قسمت‌ها باعث منحرف شدن جریان تهویه خواهد شد. لذا طراحی پانل‌ها باید به گونه‌ای باشد که استخراج پهنه در دوران غیر فعال[1] خود سوزی زغال صورت گیرد و یا اینکه پانل طوری طراحی شود که در صورت بروز حرارت ناشی از خودسوزی بتوان کارگاه‌ها را بست و مانع ورود هوا شد.

٤-کنترل تخلیه: کنترل تخلیه برای بالابردن درصد بازیابی و کاهش ترقیق، امری مهم می‌باشد. شکل(۹-۱۵) نحوه حرکت زغال به سمت شوت‌های تخلیه را نشان می‌دهد. همان‌طور که دیده می‌شود فاصله جانبی و عمودی بین ورودی‌ها در میزان درصد بازیابی مؤثر هستند. به ویژه اگر فاصله ورودی‌ها در پائین‌ترین طبقه زیاد باشد مقدار زیادی از زغال قابل بازیابی نخواهد بود. برای تعیین کیفی طراحی شوت‌های تخلیه و همچنین تعیین روش‌های طراحی در معادن، میتوان از مدل‌ها استفاده کرد. این مدل‌ها مقادیر کمی ارائه نمی‌دهند زیرا میزان تأثیر نتایج این مدل‌ها بستگی به مقیاس مدل ساخته شده دارد.

1- Incubation period



شکل ۹-۱۵- ناحیه تاثیر شوت‌های تخلیه در طبقات فرعی

ب) استخراج لایه‌های مجاور

لایه‌های زغال معمولاً در کنار هم و به صورت سری تشکیل و توسط میان لایه‌های سنگی از هم جدا می‌شوند. لایه‌ها ممکن است منفرد و یا مجاور باشند. لایه‌هایی را مجاور گویند که استخراج همزمان کل آنها مشکل و یا امکان‌پذیر نباشد و همچنین عملیات استخراج در یک لایه باعث ایجاد مشکل در استخراج لایه‌های بعدی شود. بر اساس شرایط و مقررات منطقه زغالی دونتز[1]، حداقل ضخامت لایه سنگی ما بین دو لایه زغال برای جلوگیری از ایجاد تداخل با توجه به رابطه تجربی ارائه شده توسط کیلیاچیکوف[2] محاسبه می‌شود:

$$M(meter)=12m+3.5m^2 \qquad ۹-۱$$

در این رابطه m ضخامت مجاور زیرین بر حسب متر می‌باشد. در غیر از این شرایط و برای معادن دیگر رابطه مزبور بایستی با توجه به مطالعات درجا اصلاح شود.

باید توجه کرد که در لایه‌های بسیار شیب‌دار، امکان تداخل هم در لایه پائینی و هم در لایه بالایی وجود دارد، که این موضوع را با در نظر گرفتن محدوده تأثیر هر لایه (محدوده تأثیر هر لایه در جابجایی سنگ‌ها)، می‌توان ملاحظه کرد (شکل ۹-۱۶).

1- Donet
2- A. Kilyachikov

تداخل در حین استخراج لایه بالایی بر روی لایه زیرین[1] موجود است اگر:

$$M_l \left\langle h\frac{\sin(\alpha-\beta_l)}{\sin(\beta_l)} \right. \qquad ۲-۹$$

تداخل در حین استخراج لایه زیرین بر روی لایه بالایی[2] موجود است اگر:

$$M \left\langle h\frac{\sin(\alpha+\beta)}{\sin(\beta)} \right. \qquad ۳-۹$$

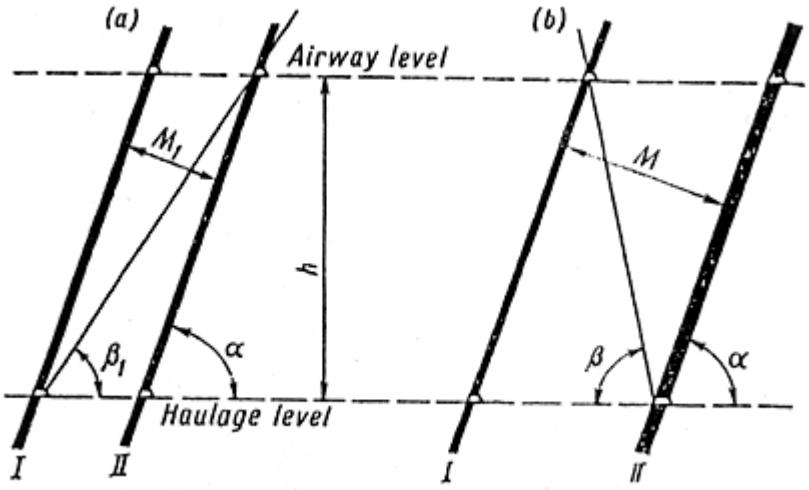
در شکل ۹-۱۶ دو حالت فوق ارائه و پارامترهای به کار رفته در روابط به صورت زیر است:

M و M_1: فاصله قائم بین دو لایه زغال

h: ارتفاع قائم طبقه

β_1وβ: زاویه حرکت سنگ

α: زاویه شیب لایه



شکل ۹-۱۶- ناحیه تأثیر با شیب زیاد

a) استخراج از لایه بالایی *b*) استخراج از لایه پائینی

1- Undermining from
2- Undermining from above

انتخاب ترتیب کار در لایه‌های مجاور ممکن است تفاوت داشته باشد. عملیات ممکن است به صورت نزولی یا صعودی و همزمان و یا ناهمزمان آماده‌سازی‌ها نیز ممکن است جدا از هم و یا مشترک باشند. انتخاب روش کار در لایه‌های مجاور تحت تأثیر عوامل زیر است:

– وجود لایه زغال با پتانسیل خطر انفجار زغال و گاز یا خطر انفجار سنگ در سری لایه‌ها و موقعیت لایه های مزبور در داخل سری (استخراج بعضی از لایه‌ها خطر استخراج بقیه را کاهش و یا برطرف می‌کند).

–وجود لایه‌های آبدار و گازدار (در این صورت معدنکاری در لایه مجاور باعث زهکشی و کاهش گاز این لایه‌ها خواهد شد).

– ضخامت میان لایه‌های سنگی و خواص فیزیکی مکانیکی سنگ‌ها (وقتی سنگ‌ها شکسته و خردشده باشند در این صورت استخراج صعودی مشکلاتی ایجاد خواهد کرد).

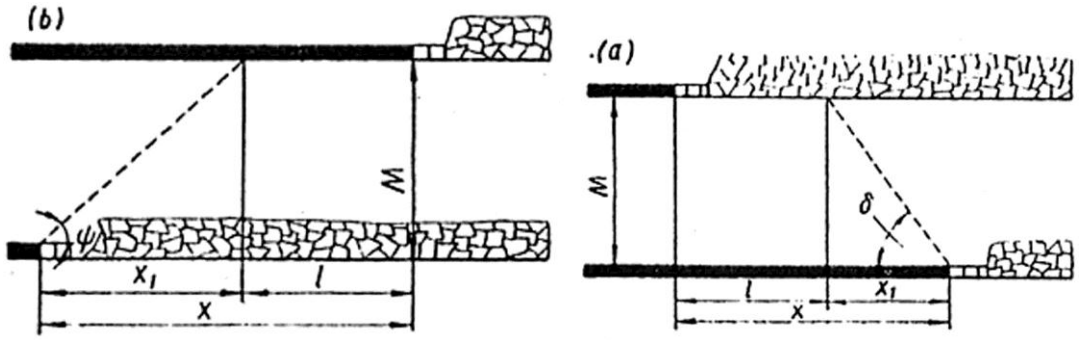
– وجود لایه‌های زغال بسیار شیب دار (لایه ضخیم نسبت به سایر لایه‌ها ارجحیت استخراج دارند تا دستیابی به میزان بازیابی بالا بیمه شود).

– زغال دارای خاصیت خودسوزی باشد که در این صورت استخراج به صورت نزولی پیشنهاد می شود.

– نحوه کنترل سنگ‌ها کمرها (در صورت تخریب کامل در کارگاه، روش استخراج صعودی مناسب نمی‌باشد).

– شرایط دیگری نیز باید مد نظر باشد که از آن جمله می‌توان شیب لایه زغال، کیفیت و مقاومت لایه زغال و مشخصات روش استخراج و... را نام برد.

در لایه‌های نسبتاً شیب‌دار بیشتر از روش استخراج نزولی استفاده می‌شود. در صورتی که هزینه آماده‌سازی مشترک کمتر یا مساوی هزینه آماده‌سازی منفرد باشد در این صورت از آماده‌سازی مشترک استفاده می‌شود. استخراج همزمان در لایه‌های مجاور بسته به ضخامت میان لایه سنگی بین لایه‌ها، به روش‌های مختلفی صورت می‌گیرد. اگر ضخامت این لایه سنگی کم باشد در این صورت این دو لایه به عنوان یک لایه واحد استخراج می‌شود. اگر ضخامت این لایه سنگی از ۱۵ سانتی‌متر بیشتر نباشد در این صورت این لایه نیز به همراه زغال حفر می‌شود و به بیرون انتقال می‌یابد. در صورتی که این ضخامت بیشتر از ۱– ۰/۷ متر نباشد روش استخراج به صورت مشترک خواهد بود و در غیر این صورت استخراج به صورت متوالی در لایه های مجاور خواهد بود. در روش استخراج متوالی، پیشروی در یک سینه‌کار با یک فاصله نسبت به سینه‌کار دیگر صورت می‌گیرد (شکل۹–۱۷).



a) استخراج روبه پایین *b*)استخراج روبه بالا

شکل ۹–۱۷– تخمین فاصله پیشروی در سینه‌کارها

در روش استخراج نزولی:

$$x\,(meter) = M\cot\delta + l \qquad ٤–٩$$

در روش استخراج صعودی:

$$x\,(meter) = M\cot\psi + l \qquad ٥–٩$$

در این روابط:

M فاصله بین دو لایه و بر حسب متر است. δ و ψ زوایای نشست سنگ هستند و l فاصله بین سینه‌کارها در دو کارگاه است و تقریباً به اندازه پیشروی در یک ماه و حدود ۳۰–۴۰ متر می‌باشد. این علایم در شکل (۹–۱۶) نیز نشان داده شده‌اند.

اگر فاصله بین استخراج در دو سینه‌کار کافی نباشد در این صورت پیشروی در یک لایه باعث تأثیر در استخراج کارگاه‌های دیگر می‌شود (تخریب در کارگاه‌ها باعث نشست می‌شود و ایجاد موج ضربه می‌کند). مدت زمانی که پس از آن، کار در لایه دیگر می‌تواند شروع شود به ضخامت و خواص فیزیکی مکانیکی لایه‌های سنگی، وسعت ناحیه استخراجی، مقاومت سنگ کمر بالا و... بستگی دارد. این فاصله زمانی براساس مشاهدات انجام گرفته، انتخاب و ممکن است به کمک روابط زیر محاسبه شود (شکل ۹–۱۷).

در حالت استخراج نزولی این زمان بر حسب ماه برابر است با:

$$t=\frac{1}{v}(M\cot\delta+l) \qquad ۹–۶$$

و در حالت استخراج صعودی این زمان بر حسب ماه برابر است با:

$$t=\frac{1}{v}(M\cot\psi+l) \qquad ۹–۷$$

در این روابط v برابربا نرخ پیشروی سینه‌کار بر حسب متر در ماه است. در معدنکاری لایه‌های مجاور باید توجه داشت که پس استخراج اولین لایه لنگه‌ها و پایه‌های به جا مانده در این لایه را بازیابی کرد. به جا گذاشتن پایه‌ها، در روش استخراج صعودی باعث خمش و یا تخریب لایه‌های زغال بالایی می‌شود، و در روش استخراج نزولی، باعث ایجاد ناحیه‌هایی با کرنش زیاد در لایه‌های زیرین می‌شود.

فصل دهم

تخریب در طبقات فرعی

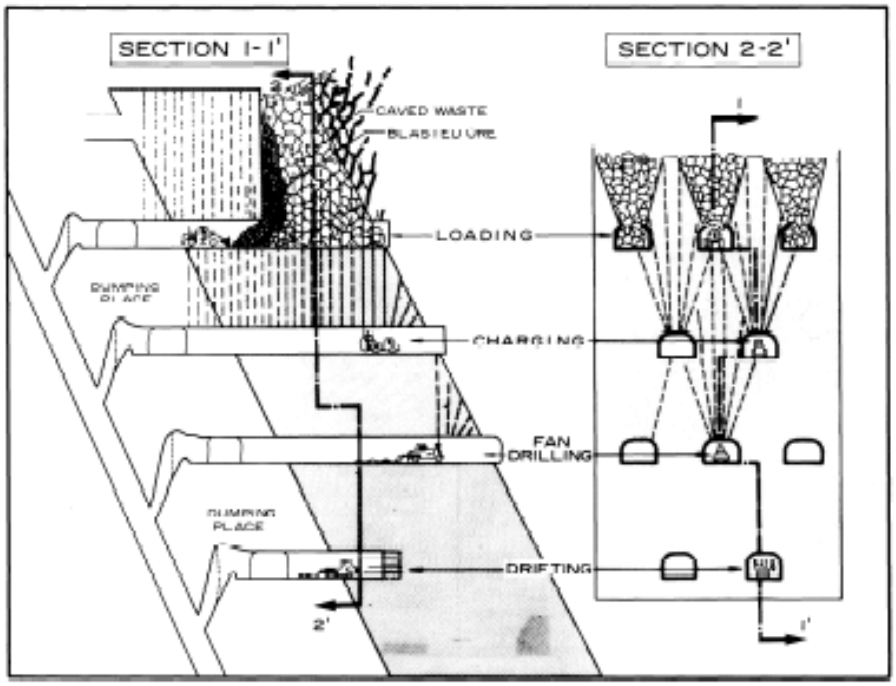
۱۰- فصل دهم

۱۰-۱- مقدمه

روش تخریب در طبقات فرعی یک روش معدنکاری بزرگ مقیاس است که بر اساس استفاده از جریان ثقلی کانه آتشباری شده و باطله تخریب شده استوار می‌باشد. همانند سایر روش‌های معدنکاری دارای مزایا و معایبی است که باید با دقت در نظر گرفته شده و برای طراحی معدن مورد ارزیابی قرار گیرند.

مزایای عمده روش تخریب در طبقات فرعی به این شرح است:

۱-ایمنی، به دلیل اینکه تمام فعالیت‌های معدنکاری، از یک فضای بازکننده کوچک شروع می‌شود یا اینکه در یک فضای کوچک انجام می‌شود، این روش یکی از ایمن‌ترین روش‌های معدنکاری می‌باشد. دریفت‌ها فضای اولیه معدنکاری می‌باشند، دریفت‌ها در یک الگوی یکنواخت منظم پخش شده‌اند. به طور معمول، حداکثر دریفت‌های هر طبقه فرعی بین ۵ تا ٦ متر عرض و ۳/۷ تا ٤ متر ارتفاع دارند. دریفت‌های حمل و نقل نیز دارای مقطعی با ابعاد مشابه است ولی ارتفاع آن می‌تواند تا ٤/۵ متر هم افزایش یابد و این در زمانی است که کامیون‌های پر در دریفت‌های حمل و نقل تردد می‌کنند. پایداری و ایمنی چنین دریفتی در سنگ خوب و مقاوم می‌تواند به سادگی توسط آتشباری کنترل شده و استفاده از شاتکریت تأمین شود. در توده‌سنگهای با مقاومت کمتر، پایداری با استفاده از آتشباری کنترل شده، شاتکریت و نصب پیچ سنگها قابل دست یافتن است.



شکل ۱۰-۱ یک مقطع ساده سازی شده از روش تخریب در طبقات فرعی ۱-۱ برش عرضی و ۲-۲ برش طولی (مطابق اطلاعات)

۲-مکانیزاسیون، همانگونه که در شکل (۱۰-۱) نشان داده شده، هنگام استفاده از روش تخریب در طبقات فرعی فعالیت معدنکاری می‌تواند به چهار عملیات پایه تقسیم شود:

۱- حفر دریفت و نگهداری آنها

۲- حفر چالهای بادبزنی

۳- انفجار (برای ایجاد خردایش)

٤- تفکیک کانه، بارگیری و حمل و نقل.

به دلیل طبیعت تکراری سیستم معدنکاری تقریباً تمام فعالیت‌های معدنکاری می‌توانند استاندارسازی شوند. این بدین معنی است که درجهٔ بالائی از مکانیزاسیون قابل اعمال کردن است. در روش تخریب در طبقات فرعی مدرن، سطح مقطع دریفت‌ها و تونل‌ها برای استفاده از تجهیزاتی چرخ لاستیکی به اندازه

کافی بزرگ است. امتیاز سیستم بدون ریل می‌تواند تمام فعالیت‌های معدنکاری را به طور قابل توجهی تحت تأثیر قرار دهد.

۱-انعطاف پذیری، استانداردسازی و تخصصی سازی فعالیت‌های معدنکاری و تجهیزات در لول‌های جداگانه (لول‌های پایین‌تر در حال آماده سازی، لول‌های بالاتر در حال تولید)، به کارگیری سیستم حمل و نقل بدون ریل، درجه بالایی از انعطاف‌پذیری را به همراه دارد. این امکانات زمان لازم برای شروع معدنکاری را کاهش داده و وقتی که نرخ تولید عوض می‌شود انعطاف پذیری زیادی را به همراه دارد.

۲-سازمان دهی کار، این روش دارای تمرکز مناسب، سازمان‌دهی خوب و شرایط کاری قابل قبول است. به طور معمول در لول‌های پایینی چندین فاز آماده سازی در حال انجام است و لول‌های بالایی در مراحل مختلفی از استخراج قرار دارند. به همین دلیل کار می‌تواند به سادگی در یک سیستم که در آن بین فعالیت‌های معدنکاری تداخل نباشد سازمان داده شود.

به طور خلاصه، ایمنی معدنکاری (در بازکننده‌های با ابعاد کوچک)، انعطاف‌پذیری خوب، سازماندهی فعالیت‌ها، و مکانیزاسیون بالائی با استفاده از تجهیزات مدرن و بزرگ شرایط کاری مناسبی را فراهم می‌آورد. این روش همچنین تراکم کاری بالائی را تسهیل کرده و فعالیت‌های تخصصی جدای از هم را توجیه‌پذیر می‌کند. به همین دلیل معدنکاری به روش تخریب در طبقات فرعی می‌تواند بسیار مؤثر و تقریباً ارزان باشد.

نقایص عمده روش تخریب در طبقات فرعی عبارتند از:

۱- به طور نسبی ترقیق سنگ باطله با کانسنگ بالا است، به خصوص وقتی بازیابی بیشتر مد نظر باشد.

۲- تمام کانسنگ باید حفاری و آتشباری شود تا بتوان یک ترکیب درشت دانه مناسب برای استخراج با جریان ثقلی بدست آید.

۳- انواع مختلف هدر رفتن کانه *(ore loss)* می‌تواند رخ دهد. هنگامی که به مرز استخراج (نقاطی که حداکثر قابل قبول ترقیق را داریم) می‌رسیم، محصول استخراجی بسیار ترقیق شده باقی مانده و سبب هدر رفتن کانه می‌شود مقداری از کانه در زون غیر فعال که در لول استخراج بین نواحی فعال جریان ثقلی قرار دارد، به هدر می‌رود.

بخش کوچکی از کانه مزبور که این ناحیه تأثیرپذیر را شکل می‌دهد می‌تواند با استخراج کانه در لول فرعی پایینی بازیابی شود، اما مقداری از کانه ترقیق نشده که در ناحیه غیر فعال در بالای صفحه کمر پایین واقع شده به هدر می‌رود. به طور کلی با کاهش شیب توده کانسنگ و دیواره پایینی معدن میزان هدر رفتن کانسنگ افزایش می‌یابد.

٤- یک مقدار نسبتاً وسیع آماده سازی نیاز است، این آماده سازی شامل دریفت‌های حمل و نقل که معمولاً در دیواره پایینی معدن، در داخل سنگ باطله، در هر لول فرعی قرار گرفته‌اند و دریفت‌های لول فرعی که نقاط فعال در حال معدنکاری در توده کانسنگ را به دریفت مخصوص حمل و نقل متصل می‌کنند، می‌شود. بخشی از دریفت‌های لول‌های فرعی در کانسنگ قرار گرفته و بخشی در سنگ باطله، طول آن در داخل سنگ باطله با کاهش شیب توده کانسنگ و دیواره پایینی افزایش می‌یابد. این سیستم همچنین نیازمند دویل‌های کانه ریز، به منظور انتقال کانسنگ و سنگ باطله از لول‌های فرعی بالایی به لول اصلی حمل و نقل می‌باشد، این بازکننده‌ها در داخل سنگ باطله واقع شده است.

۵- فعالیت معدنکاری سبب تخریب تدریجی روباره موجود بر روی ماده معدنی که بر روی آن قرار گرفته می‌شود و این امر سبب نشست و آسیب به تأسیسات سطح می‌شود.

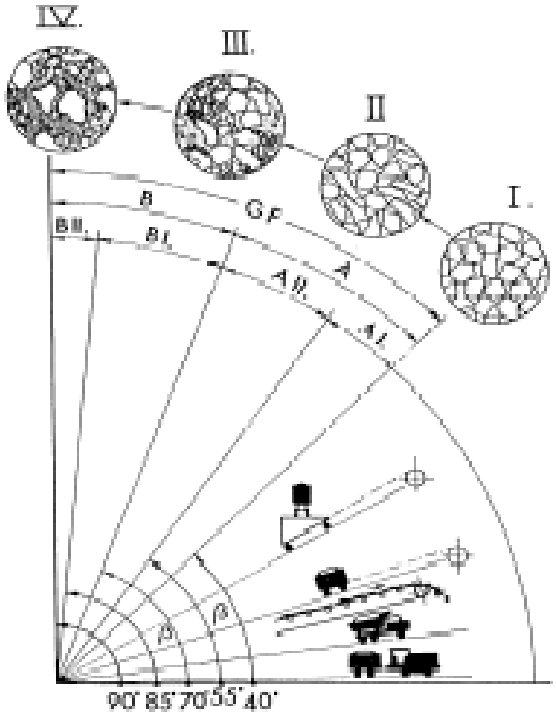
٦- برای حداکثر بازیابی کانه و حداقل کردن ترقیق و دست یافتن به بازده بالا در روش تخریب در طبقات فرعی، اطلاعات مناسب درباره پارامترهای جریان ثقلی برای کانه شکسته شده در اثر انفجار و باطله تخریب شده دارای اهمیت بسیاری می‌باشد.

درجه دقت و میزان اطلاعات مورد نیاز به هدف و احتیاجات طرح معدن بستگی دارد. برای مطالعات اولیه امکان‌سنجی، ممکن است استفاده کردن از اطلاعات سایر پروژه‌های معدنکاری به روش تخریب در طبقات فرعی با شرایط و محیط مشابه، کافی باشد. برای سطوح بالاتر از طراحی و برنامه ریزی معدن، واضح است که اطلاعات دقیق‌تر که شامل تحلیل‌ها و آزمایش‌های آزمایشگاهی، تا آزمایش‌های در مقیاس کامل به صورت برجا می‌باشد ضروری است.

قواعد جریان ثقلی و راهبردهای طراحی برای به کار بردن روش تخریب در طبقات فرعی در دنباله این بخش آورده شده است. البته تا حدی ساده نمایی شده‌اند، این قواعد و راهبردها باید یک مبنای مناسب برای طراحی معدن و عملیات معدنکاری فراهم می‌آورند. اساس جریان ثقلی که در ادامه شرح داده می‌شود می‌تواند به صورت موثر، با کمی اصلاحات برای سایر فعالیت‌های معدنکاری مورد استفاده قرار گیرد. به علاوه ساختارهای شیبدار مثل رگه‌های زغال می‌توانند به صورت مؤثر توسط روش تخریب در طبقات فرعی اصلاح شده استخراج شوند. در روش تخریب در طبقات فرعی تمام کانسنگ باید حفاری و آتشباری شود تا بتوانیم از جریان ثقلی کانه شکسته شده درشت دانه استفاده کنیم. هدف این است که با حداقل عملیات حفاری و آتشباری مواد درشت دانه با خردایشی مناسب که به جریان ثقلی امکان می‌دهد و منجر به استخراج کانه بدون اختلال در جریان ثقلی می‌شود دسترسی پیدا کرد.

مواد درشت دانه با تقسیم‌بندی‌های گوناگونی ازنظر اندازه و شکل توصیف شده‌اند. توزیع دانه‌بندی و شکل قطعات و دانه‌ها به تراکم چال‌ها، آتشباری و تکتونیک کانسنگ بستگی دارد. مواد درشت می‌توانند

بسیار ناهمگن باشند. با یک ساده‌سازی مشخص می‌توانیم مواد را بر اساس رفتار آنها به چهار گروه تقسیم کنیم (شکل ۱۰-۲). گروه اول، مواد درشت با قطعات بزرگ کره‌ای شکل با ابعاد مشابه و شکل کم و بیش مشابه را نشان می‌دهد، گروه دوم یک ماده که تقریباً همه دارای ابعاد مشابه اما با اشکال متفاوت هستند. گروه سوم ماده درشت، با ترکیبی متشکل از قطعات درشت، چیپس و ماسه را نشان می‌دهد. گروه چهارم یک ماده درشت که به عنوان مخلوطی از بلوک‌های بزرگ، قطعات با ابعاد متوسط، چیپس‌ها، ماسه و یا پودر سنگ، مقادیر زمین یا خاک رس و غیرو را در بر می‌گیرد.



شکل۱۰-۲-چهار نوع اساسی از مواد درشت و قابلیت جابجایی آن بر اثر شیب شوت یا کانه ریز

خواص مکانیکی و رفتار مواد درشت گروه سه و مخصوصاً گروه چهار می‌توانند بـه صـورت قابـل توجهی و بسته به درصد مواد نرم و ریز دانه (ماسه، رس و ...) و همچنین وجود آب تغییر یابد.

اگر آب موجود باشد به خصوص در ماده گروه چهار، مواد نرم می‌توانند ترکیبات پلاستیک و چسبنده تولیدکرده و این امر می‌تواند به صورت بسیار نامطلوب خواص و رفتار ماده را تغییر دهد.

به طور طبیعی مواد درشت می‌توانند خواص بسیار متفاوتی داشته باشند. ساده‌ترین توصیف آنها در شکل ۱۰-۲ نشان داده شده ، در این شکل زوایای مختلف برای حمل و جابجایی ثقلی مواد درشت دانه نشان داده شده است.

مواد درشت دانه تا زاویه ٤٠ درجه برای جابجایی و حمل نیاز به وسیله مکانیکی دارند. با زاویه بیشترشیب، جابجایی ثقلی می‌تواند در شوت‌های باز و در دویل‌های کانه ریز استفاده شود. در شکل۱۰-۲، محدوده GF بیانگر میزان کارایی جابجایی و حمل ثقلی می‌باشد، محدوده A برای شوت‌های باز و برای جابجایی فقط مواد درشت نوع I,II می‌باشد، در حالی که نوع سه و چهار (در محدوده شیب B) باید در گذرگاه‌های پر شیب تر حمل و نقل شود. نوع III نیازمند شیب BI می‌باشد و نوع IV به خصوص وقتی آب دار باشد به گذرگاه‌های بسیار شیبدارتر در محدوده شیب BII نیازمند است.(شکل ۱۰-۲). تقریباً تمام کانه و باطله منفجر شده شبیه به ماده نوع سه و چهار می‌باشد.ترکیب، خواص و رفتاراین مواد می‌تواند بسیار متفاوت باشد چرا که این مواد می‌توانند شامل قطعه سنگ‌های بسیار بزرگ تا ذرات بسیار ریز باشند.

۱۰-۲- اصول کلی جریان ثقلی

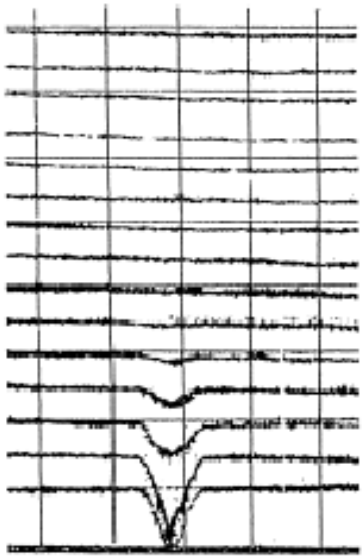
به منظور ساختن سیلوها و انبار مواد اولیه با کارایی مناسب، دانستن اصول جریان ثقلی مواد انباشته شده ضروری است.عملکرد مناسب سیلوها به جریان ثقلی مواد بستگی دارد جریان ثقلی کانسنگ آتشباری شده و سنگ باطله تخریب شده در طبقات فرعی فرآیندی است که بسیار پیچیده‌تر از جریان مواد در سیلوها می‌باشد. هندسه، ابعاد و حتی محدودیت‌های عملیاتی روش تخریب در طبقات فرعی نمی‌تواند به صورت اتفاقی انتخاب شود، بلکه باید با توجه به قواعدی که جریان ثقلی مواد درشت را تحت کنترل قرار می‌دهند طراحی شوند (منظور جریان ثقلی کانسنگ انفجار شده و سنگ باطله تخریب

شده می‌باشد). به دلیل نا همگن بودن مواد درشت دانه و تعداد زیاد سایر فاکتورها و شرایط، جریان ثقلی این مواد یک فرآیند بسیار پیچیده است.

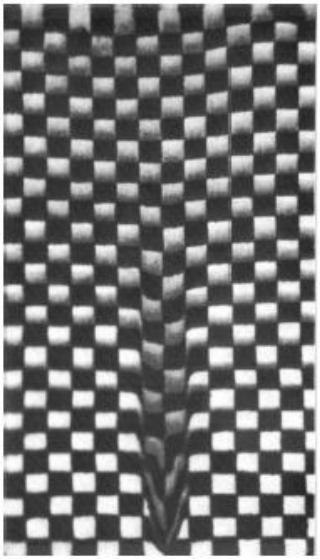
باید تأکید کرد که اگرچه جریان با مفهومی که در بحث جریان ثقلی استفاده می‌شود، به معنی حرکت بی‌وقفه مواد درشت می‌باشد و این فرآیند کاملاً با جریان مایعات متفاوت است، از این رو دانش جریان مایعات نمی تواند برای جریان ثقلی مواد درشت استفاده شود. قواعد کلی و اصلی جریان ثقلی به ابعاد قطعات بستگی نداشته و برای مواد درشت دانه و ریزدانه یکسان است (یعنی سنگ ریزه و ماسه). پارامترهای هندسی در برخی از مواد و تحت شرایط گوناگون متفاوت است.

۱۰-۲-۱- فاکتورهایی که جریان ثقلی را کنترل می‌کند

جریان ثقلی عموماً به وسیلهٔ یک مدل شیشه‌ای بسیار ساده با لایه‌های افقی و پر شده از ماسه به صورت لایه‌های سیاه و سفید همانگونه که در شکل ۱۰-۳ نشان داده شده می‌باشد. برای تحقیق بر روی مدل می‌توان از انواع پیچیده‌تری استفاده کرد، مثلاً اینکه ماده پر کننده را شبیه صفحهٔ شطرنج، به صورت سیاه و سفید قرار دهیم (شکل ۱۰-٤).

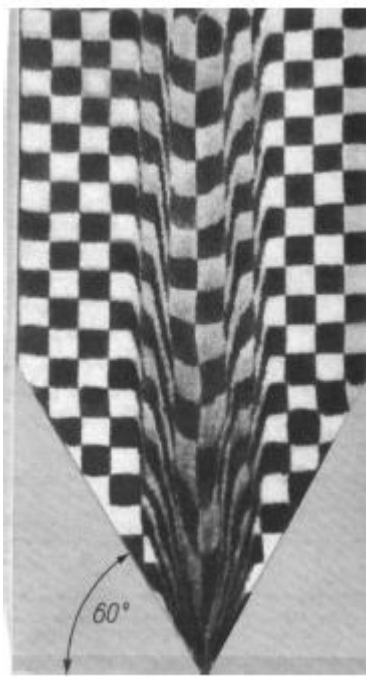


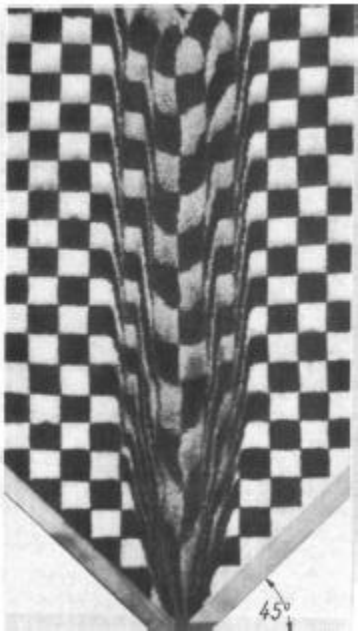
شکل ۱۰-۳- مدل جریان ثقلی، در شروع استخراج مواد با حرکت ثقلی مدل پر شده از ماسه که توسط انحنای خطوطی که به طور اولیه راست بوده‌اند دیده میشود.



شکل ۱۰-٤- شروع جریان ثقلی در یک مدل با طرح شطرنجی.

محققین دریافته‌اند که جریان ثقلی در یک انبار همانند از آن چیزی که در شکل۱۰-٦ و ۱۰-۵ نشان داده شده بسیار پیچیده‌تر است (مخصوصاً وقتی ارتفاع که مواد درشت یا دانه‌دانه کم باشد).





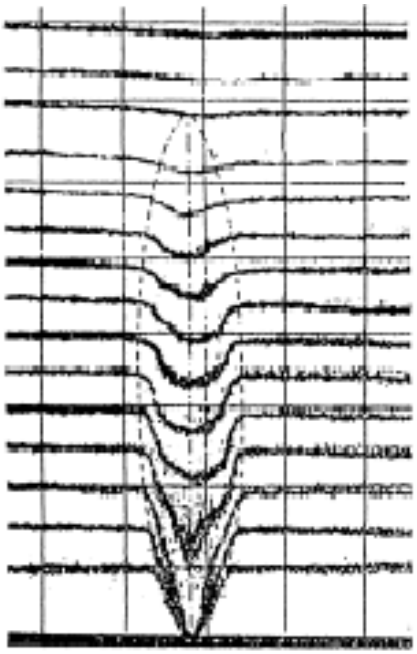
شکل۱۰-۵- مدل جریان ثقلی در انبار با زاویه کف ٤٥ درجه . شکل ۱۰-٦-مورد مشابه شکل ۱۰-۵ با شیب ٦۰ درجه

این حالت در مدل انباری که در شکل ۱۰-۷ نشان داده شده آشکارتر است، که در آن ظاهراً چسبندگی کم ماسه به دلیل درصد کمی از آب ایجاد شده است. (تذکر: همانگونه که در شکل ۱۰-۵ و شکل ۱۰-٦ نشان داده شده، شیب ته انبار تأثیری بر روی جریان ثقلی مواد داخل آن در کوتاه مدت ندارد، کف انبار باید بسیار شیبدارتر باشد تا بتواند جریان را در انبار یا سیلو تحت تأثیر قرار دهد.)

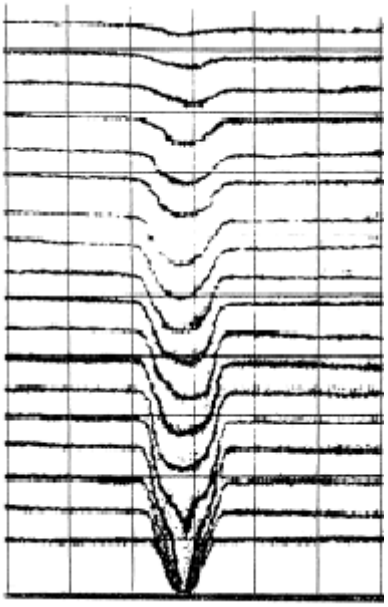
برای شبیه سازی اصول جریان ثقلی مورد استفاده در روش تخریب در طبقات فرعی (یا تخریب بلوکی) در این بحث ساده‌ترین مدل ممکنه مورد استفاده قرار گرفت. این مدل یک برش قائم از سیلو یا لول فرعی که از میان محور بازکننده آن (یا دریفت لول فرعی) در کف انبار عبور کرده است را نشان

می دهد. باز کننده استخراجی در کف مدل دارای حداقل ابعاد است، اما برای جریان مواد به صورت پیوسته کافی می‌باشد. (برای شبیه‌سازی شرایط دقیق تخریب در طبقات فرعی مدل به صورت پیوسته در طول استخراج پر می‌شود).شکل‌های ۱۰–۸ تا ۱۰–۱۰ فازهای پی در پی استخراج مواد را نشان می‌دهد.

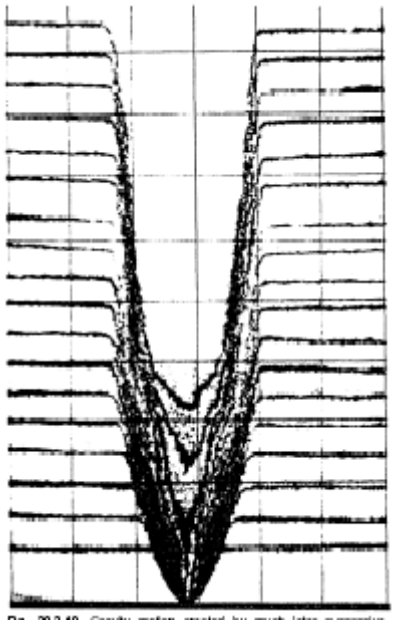
خمش و تغییر شکل لایه نازک سیاه رنگ، افقی اولیه نمایانگر ناحیه فعال است، در این ناحیه مواد بطور ثقلی حرکت می‌کند و به این دلیل که حرکت توسط نیروی ثقل ایجاد می‌شود، محور ناحیه فعال به صورت عمودی است. ماده با الگوی بکر سفید و سیاه ساکن بوده ناحیه غیر فعال را تشکیل می‌دهد.



شکل ۱۰–۷–شکل اغراق آمیز جریات ثقلی شکل ۱۰–۸– شکل متوالی استخراج مواد نشان داده شده در مدل ماسه‌ای



شکل ۱۰–۹–جریان ثقلی حاصل از فازهای پی در پی استخراج



شکل ۱۰–۱۰– جریان ثقلی فازهای بعدی استخراج شکل ۱۰–۹. به دلیل اینکه مدل همزمان با استخراج پر می شود این شکل جریان شن سفید به ناحیه فعال را نشان می‌دهد.

همان‌گونه که به سادگی در شکل ۱۰–۸ نشان داده شده، وقتی خطوط منفرد سیاه رنگ در مرز حرکت ثقلی به هم متصل می‌شود، شکلی مشابه با بیضی را تشکیل می‌دهند. شکل حقیقی همانگونه که در شکل‌های ۱۰–۵ تا ۱۰–۷ نشان داده شده به شکل بیضی نیست، اما شکل بیضوی برای ساده سازی ارائه شده است و همچنین در ارتفاع‌های بیشتر زون فعال بیشتر شبیه بیضی است.

در حقیقت این بیضی یک برش قائم و محوری از یک جسم با تقارن محوری می‌باشد، به این معنی که یک برش از بیضوی کشیده از حرکت انتقالی که ابعاد آن به طور واضح با خروج از مرکز تعریف می‌شود. این ساده‌سازی ما را قادر می‌سازد تا تحلیل عددی را انجام دهیم. باید تأکید شود که نمایش جریان ثقلی نشان داده شده در شکل‌های ۱۰–۳ تا ۱۰–۱۰ ناقص می‌باشد و می‌تواند به نتیجه‌گیری غلط منجر شود چرا که جریان ثقلی بسیار پیچیده‌تر از این است.

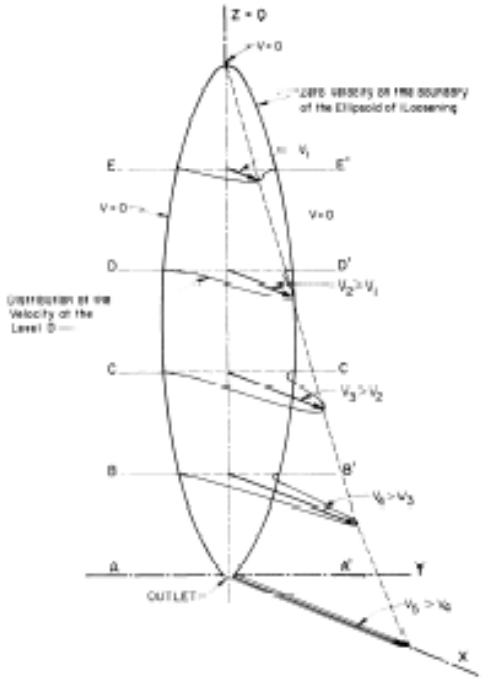
برای اجتناب از خطا، باید مشخص شود چیزی که با استفاده از این فازهای پی‌درپی نشان داده می‌شود، تنها نتیجه استخراج یک حجم مشخص از مواد در مدل است. ناحیه بیضوی حرکت ثقلی دیده می‌شود، اما تنها حرکت ثقلی آن مواد در مدل باقی مانده. پس از استخراج یک حجم مشخص، مواد باقی مانده سست شده و جایگزین مواد قبلی می‌شود. اگرچه بدیهی است که یک رابطه مشخص بین مواد استخراج شده و مواد سست شده مشاهده می‌شود، اما تنها ناحیه قابل مشاهده بیضوی سست شدگی را می‌توان با مدل‌های فوق نشان داد. اندازهٔ بیضوی (و خارج از مرکزیت آن) با افزایش حجم مواد استخراجی افزایش می‌یابد. بسته به خواص مواد و شرایط کاری حاکم، حجم بیضوی سست شدگی می‌تواند حدوداً ١٤ تا ١٦ برابر بزرگتر از حجم مواد استخراجی باشد. با مشاهده الگوی خطوط سیاه خمیده شده (یا الگوی شطرنجی در فازهای مختلف استخراج) ممکن نیست، محل، شکل، ابعاد یا حجم ناحیه‌ای را که مواد استخراجی زیر نقطه تخلیه از آنجا استخراج شده را مشخص کرد. استخراج یک حجم مشخص از مواد، به تشکیل یک بیضوی مشخص سست شدگی منجر خواهد شد. تحت این شرایط به صورت لحظه‌ای در مرز بیضوی سست شدگی حرکتی وجود ندارد و بیشترین سرعت جابجایی ذرات سنگ شکسته در مرکز بازکننده تخلیه می‌باشد. نتایج یک تحلیل برای تعیین توزیع سرعت در لول‌های $E-E'$ تا $A-A'$ در شکل ١٠-١١ نشان داده شده است.

این شکل نشان دهنده یک تصویر تجسمی ازپوش سطحی بردارهای سرعت از $V=0$ تا $V_1>V_2>V_3>V_4>V_5$ می‌باشد، برای تجسم بهتر، بردارهای سرعت در جهت واقعی آنها رسم نشده‌اند، بلکه به صورت عمود بر مقطع محوری بیضوی و با سرعت صفر در مرز بیضوی در نظر گرفته شده‌اند.

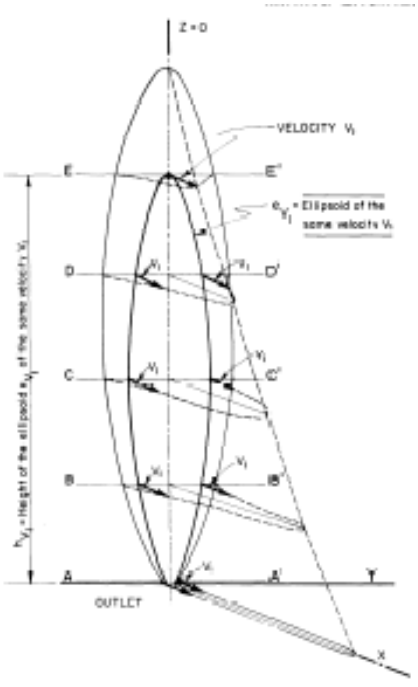
با توجه به شکل ۱۰-۱۱ می‌توان ناحیه با سرعت یکسان V_1 که در مرز مشخص شده استرا به دست آورد. این موضوع در شکل۱۰-۱۲نشان داده شده است خطی که رسم شده به ذرات دارای سرعت یکسان را به همدیگر وصل می‌کند در برش قائم به شکل یک بیضی است و در فضا یک بیضوی با سرعت یکسان را تشکیل می‌دهد.

ظاهراً شکل نواحی جریان ثقلی با توجه به توزیع خاص سرعت حرکت کنترل می‌شود که آنهم منجر به تشکیل بیضوی‌های هم سرعت می‌شود. به همین دلیل تنها ناحیه ناپایدار نیست که شکل بیضوی دارد (مرز بیضوی نشست دارای سرعت لحظه‌ای برابر با صفر می‌باشد) بلکه ناحیه‌ای که از آن مواد تخلیه می‌شود نیز این شکل را دارد.

این ناحیه شبیه به بیضوی طولانی حرکت بوده و بیضوی استخراج نامیده می‌شود.



شکل۱۰-۱۱-توزیع سرعت در بیضوی ناپایداری



شکل۱۰-۱۲-بیضوی خطوط با سرعت یکسان

۱۰-۲-۲- تئوری ساده شده

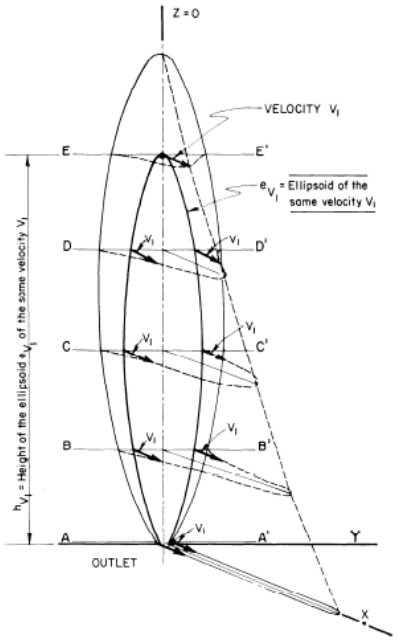
وجود بیضوی استخراج به چند روش گوناگون قابل نمایش است. یکی از این روش‌ها یک مدل سه بعدی است که در آن نشانگرها با توجه به یک الگوی مشخص در داخل مواد دانه دانه قرار گرفته‌اند. محل اصلی نشانگرها قبل از استخراج مشخص است (به وسیلهٔ مختصات فضایی)، نشانگرهای تخلیه شده به همراه مواد استخراج شده با همدیگر بیضوی سست شدگی را مشخص می‌کند.

روش استفاده از نشانگرها برای تعیین محدوده بیضوی نشست (همچنین کل ناحیه فعال) در انبارها و سیلوها مورد استفاده قرار گرفته است. به منظور حصول اطمینان از این نکته که آیا نشانگرها به درستی مسیر جریان ثقلی مواد انباشته شده را دنبال می‌کنند، نشانگرها از حلقه‌های کائوچویی درست شده‌اند و بر روی سرندی در زیر نقطه خروجی جمع‌آوری می‌شوند.

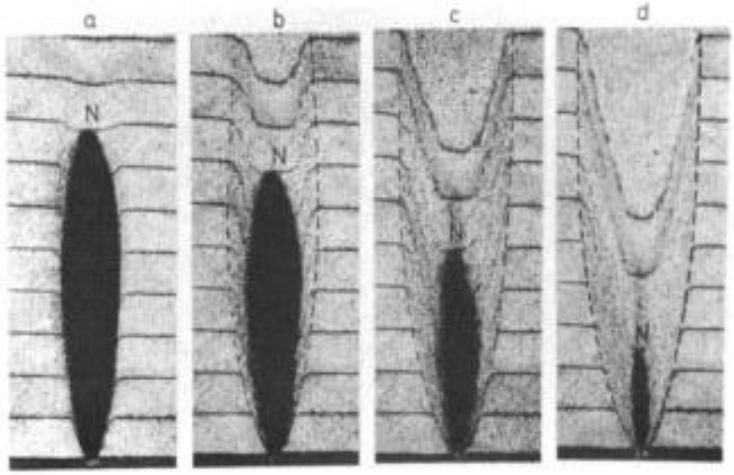
در آزمایش‌های تخریب در طبقات فرعی و تخریب بلوکی نشانگرها از لوله‌های پلاستیکی پر شده با هوای فشرده (کائوچو) درست شده‌اند، که به صورت طولی بریده شده و درون آنها با یک ماده رنگی رادیواکتیو با نیم عمر کوتاه نشانه‌گذاری شده تا بتوان موقعیت مختصاتی آنرا تشخیص داد. این نشانگرها درون چالها به وسیلهٔ تزریق دوغاب سیمان ثابت می‌شود و سپس با استفاده از نمایشگر رادیواکتیو *Geiger-Muller* در درونماده خرد شده شناسایی می‌شوند*(Kapil 1954)*. این روش همچنین برای طراحی و اجرای آزمایش‌های تمام مقیاس تخریب در طبقات فرعی در معدن گرنگسبرگ *(Grangesberg)* به کار گرفته شد که نتایج آن بعدها منتشر گردید*(Janelid 1975)*.

احتمالاً آموزنده‌ترین ملاک در مورد بیضوی استخراج در شکل ۱۰-۱۳ به وضوح مشاهده می‌شود، که درفاز a آن با یک بیضوی استخراج واضح دیده می‌شود. خروج از مرکز بیضوی استخراج در یک مدل مجزا با مواد دانه ریز مشابه در یک مدل دیگر تعیین شده است. نقطهٔ رأس N در فاصلهٔ h_n در بالای بازکننده تخلیه قرار دارد.

خاطرنشان می‌شود که h_n بیانگر ارتفاع بیضوی استخراج است، همانگونه که از فازهای b، c و d در شکل ۱۰-۱۳ مشاهده می‌شود، افزایش استخراج منجر به کاهش پی در پی در حجم بیضوی استخراج و افزایش حجم بیضوی شل شدگی می‌شود. وقتی نقطه رأس N به محل نقطه خروجی می‌رسد، همه حجم بیضوی استخراج تخلیه می‌شود و یک مخروط را در زیر بازکننده تخلیه تشکیل می‌دهد. مکانیزم جریان ثقلی به صورت دیاگرام در شکل ۱۰-۱٤ a,b,c,d که مشابه آزمایش مدل شکل ۱۰-۱۳ است می‌باشد.

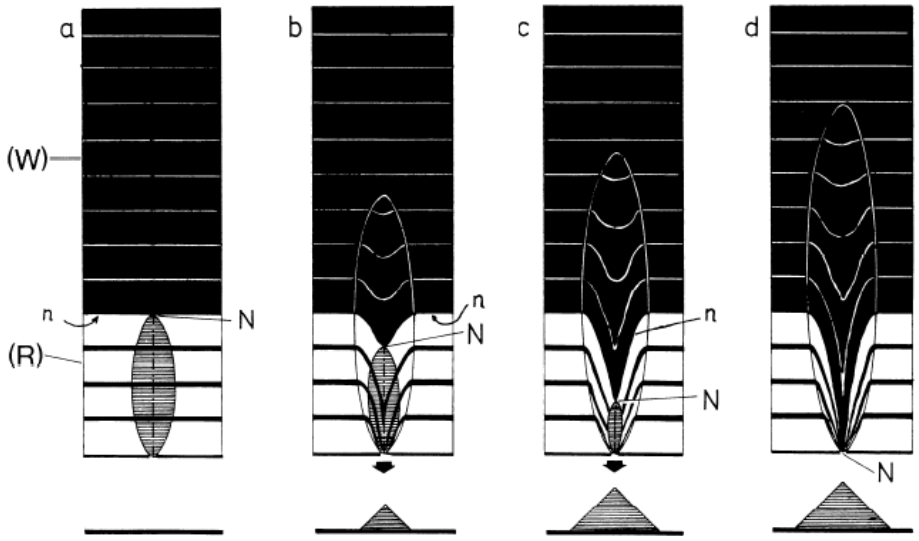


شکل ۱۰-۱۲- بیضوی خطوط با سرعت یکسان



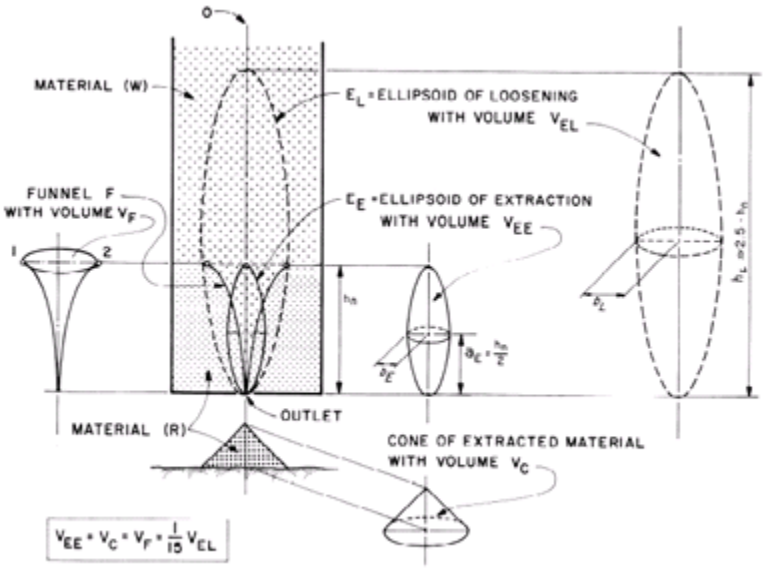
شکل ۱۰-۱۳- بیضوی خطوط با سرعت یکسان

با توجه به شکل ۱۰-۱٤ dواضح است که با استخراج کامل بیضوی استخراج، صفحهٔ افقی اولیهn، که از نقطهٔ رأسN عبور می‌کند و به سمت پایین خمیده می‌شود و قیف بیرون ریز۱، N و۲ را تشکیل می‌دهد. نقاط ۱و۲، بیضوی سست شدگی را در ارتفاع h_n قطع می‌کنند، که این ارتفاع برابر با ارتفاع بیضوی استخراج می‌باشد. این بدان معنی است که قطر قیف جریان خروجی ۱ و ۲ برابر مقطع افقی بیضوی سست شدگی که در ارتفاع نقطهٔ رأس N از بیضوی استخراج اندازه گرفته شده است. حجم قیف خروجی برابر حجم بیضوی استخراج می‌باشد.



شکل۱۰-۱٤-اصول جریان ثقلی در بیضوی استخراج و سست شدگی همانند شکل ۱۰-۱۳

همانگونه که در شکل ۱۰-۱۵ نشان داده شده است، برای یک ارتفاع مشخص استخراج h_n، مکانیزم جریان ثقلی با روابط صریح بین مواد تخلیه شده، بیضوی استخراج، قیف جریـان خروجـی و بیضـوی سست شدگی تعریف شده است.



شکل۱۰-۱٦-رفتار جریان ثقلی

با استفاده از علائم اختصاری (V_C حجم مواد تخلیه شده، E_E بیضوی استخراج، V_{EE} حجم بیضوی استخراج، h_n ارتفاع بیضوی استخراج، E_L بیضوی سست شدگی، V_{EL} حجم بیضوی سسـت شـدگی،

h_L ارتفاع بیضوی سست شدگی، F قیف خروجی، V_F حجم قیف خروجی) روابط شاخص جریان ثقلی، با به کارگیری ساده‌سازی‌های معین توسط فرمولهای زیر تعریف می‌شود.

$$V_{EE} \approx V_C \qquad ۱-۱۰$$

یعنی حجم بیضوی استخراج مساوی حجم مواد تخلیه شده می‌باشد.

$$V_{EE} \approx V_C \approx V_F \qquad ۲-۱۰$$

یعنی حجم بیضوی استخراج، مواد تخلیه شده و قیف خروجی تقریباً مشابه هم هستند.

$$V_{EL} \approx 15V_{EE} \approx 15V_C \approx 15V_F \qquad ۳-۱۰$$

یعنی حجم بیضوی سست شدگی است و ۱۵ بار بزرگ‌تر از حجم بیضوی استخراج یا حجم مواد تخلیه شده و یا حجم قیف می‌باشد.

اگر به طور تقریبی خروج از مرکز بیضوی سست شدگی و بیضوی استخراج را مشابه فرض کرده و از طرفی با آگاهی از اینکه $V_{EL} \cong 15V_{EE}$ باشد،پس می‌توان نوشت:

$$h_L \cong 2.5h_n \qquad ٤-۱۰$$

بنابر این ارتفاع بیضوی سست شدگی تقریباً ۲/۵ برابر بزرگتر از ارتفاع بیضوی استخراج یعنی h_n می‌باشد. این روابط عموماً مبنائی معتبر را برای فهمیدن، توضیح دادن و توجیه کردن پدیده‌های گوناگون در جریان ثقلی تشکیل می‌دهند. برای مثال شرایطی را در نظر بگیرید که در آن قسمت پایینی مواد با ارتفاع h_n از کانه تشکیل شده است و با R نمایش داده می‌شود و بخش بالایی سنگ باطله بوده و با w نشان داده می‌شود (۱۰-۱۵).

همانگونه که از شکل ۱۰-۱۵ مشخص است حجم حداکثر کانه خالص که می‌تواند بدون هیچ مقدار سنگ باطله‌ای تخلیه شود (یعنی بدون ترقیق) تنها از بیضوی استخراج با ارتفاع h حاصل می‌شود. هر

مقدار ماده اضافی استخراجی، ناچاراً منجر به افزایش سریع ترقیق می‌شود، چرا که قیف خروجی، برابر با بیضوی استخراجی تخلیه شده با ارتفاع h_n، اکنون توسط سنگ باطله پر شده است.

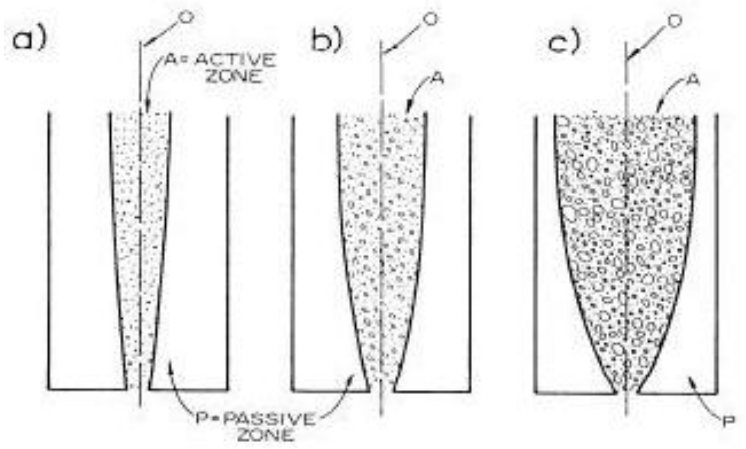
برای ارتفاع استخراج مشابه h_n ، بیضوی استخراج در مواد گوناگون می‌تواند حجم متفاوت داشته باشد چراکه خروج از مرکز $\in$ بیضوی استخراج (و بیضوی سست شدگی) بسته به نوع ماده متفاوت است. فرمول خروج از مرکز بیضوی اینگونه است.

$$\in = \frac{1}{a}\sqrt{\left(a^2 - b^2\right)} \qquad ۵-۱۰$$

که در این فرمول a نصف قطر بزرگ بیضوی و b نصف قطر کوچک بیضوی می‌باشد (شکل ۱۰-۱۵). به طور طبیعی با افزایش خروج از مرکز، بیضوی استخراج لاغرتر می‌شود و حجم کمتری خواهد داشت (بیضوی استخراج یا بیضوی سست شدگی هر دو). توافق عمومی بر این است که در مواد نرم و ریز دانه (سیمان، ماسه نرم، ...) ناحیه فعال بسیار باریک و لاغر است و در مواد درشت ناحیه فعال عریض تر است، در شکل ۱۰-۱۶ a این مسئله برای مواد بسیار ریز دانه، در شکل ۱۰-۱۶ b برای مواد دانه دانه و در شکل ۱۰-۱۶ c برای مواد درشت نشان داده شده است. خروج از مرکز بیضوی استخراج و سست شدگی، همچنین با افزایش ارتفاع زیاد بیضوی افزایش می‌یابد. این تأثیر که در روش تخریب در طبقات فرعی نسبتاً کمرنگ است، در روش تخریب بلوکی دارای اهمیت بیشتری است و این به دلیل ارتفاع زیاد بلوک‌های استخراجی است.

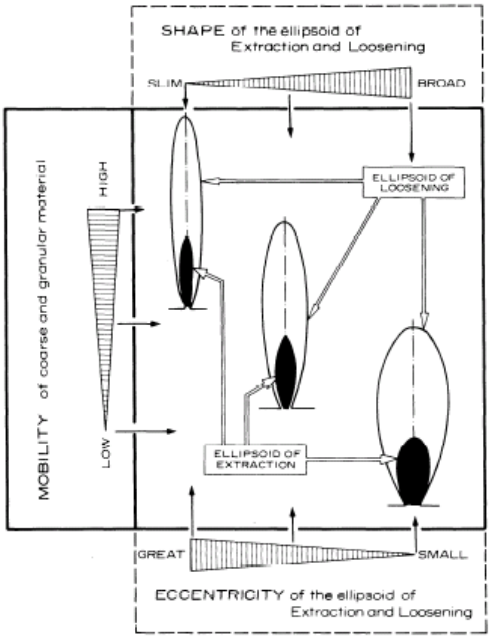
خروج از مرکز نه تنها به اندازه ذرات بستگی داشته (و ارتفاع جریان ثقلی) بلکه به بسیاری فاکتورهای دیگر مانند شکل یا فرم ذرات (کروی، نامنظم و ...)، زبری سطح ذرات (نرم، زبر)، زاویهاصطکاک (کم، زیاد) دانسیته (کم، زیاد)، درصد ترکیبات با تأثیر روان سازی جریان (کم، زیاد)، نرخ استخراج یا تخلیه (سریع، آرام) و خواص ذرات مواد (مقاومت، رطوبت ...) بستگی دارد.مرکز بیضوی می‌شود. این بدان

معنی است که در مواد با قابلیت تحرک بالا بیضوی باریک بوده و در مواد با قابلیت تحرک کم بیضوی عریض است و حجم زیادی را در بر دارد.



شکل ۱۰-۱۶-تاثیر ابعاد مواد در شکل ناحیه فعال جریان ثقلی

هر چند هنوز یک مقیاس دقیق و مناسب در دسترس نیست، قابلیت تحرک مواد [بین محدوده بالا و پایین(خیلی خوب) تا قابلیت تحرک کم دسته بندی شده‌اند] می‌تواند به عنوان یک مقایسهٔ کیفی از رفتار جریان ثقلی استفاده شود. بر اساس این پارامتر از جریان ثقلی می‌توان هندسه بیضوی را به طور تقریب تعیین کرد. شکل ۱۰-۱۷ خروج از مرکز بیضوی استخراج و مواد ناپایدار را به عنوان تابعی از قابلیت تحرک مواد نشان می‌دهد.

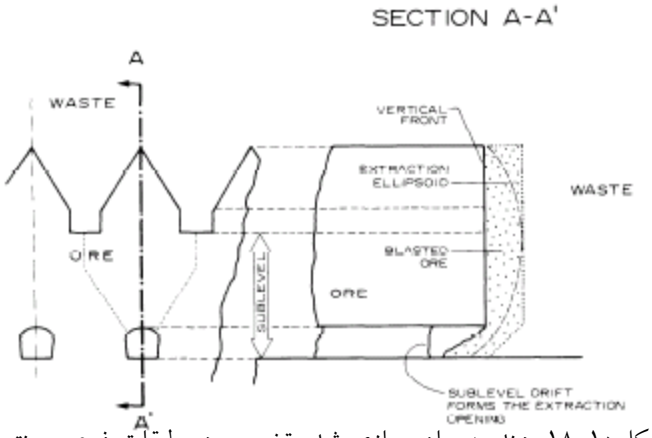


شکل۱۰-۱۷- شکل بیضوی استخراج و ناپایداری با توجه به خواصیت جابجایی مواد

۱۰-۲-۳- کاربرد خاص برای روش تخریب در طبقات فرعی

برای جبههٔ قائم یک طبقهٔ فرعی، دریفت طبقه فرعی یک بازکننده قائم را که در صفحهٔ جبهه طبقه فرعی قرار گرفته را تشکیل می‌دهد.

به همین دلیل در مقطع قائم $A-A'$ همانطور که در شکل ۱۰-۱۸ نشان داده شده، هندسه تخریب در طبقات فرعی همانند یک انبار با بازکننده تخلیه که در دیواره قائم انباره واقع شده است می‌باشد. (به جای کف سیلو) همانطور که در مدل شکل ۱۰-۱۹ نشان داده شده، ناحیه جریان ثقلی توسط دیوار قائم



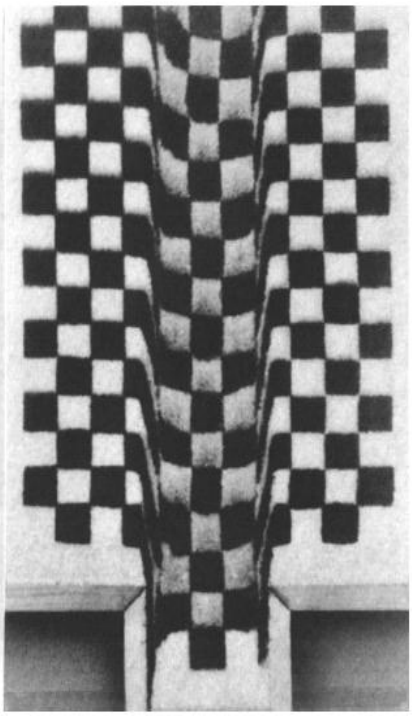
شکل ۱۰-۱۸-هندسه ساده سازی شده تخریب در طبقات فرعی سنتی

انبار قطع شده استو در غیر این صورت بلاتغییر است. این بدان معنی است که دیواره قائم بیضوی استخراج و سست شدگی را قطع می‌کند (شکل ۱۰-۲۰)

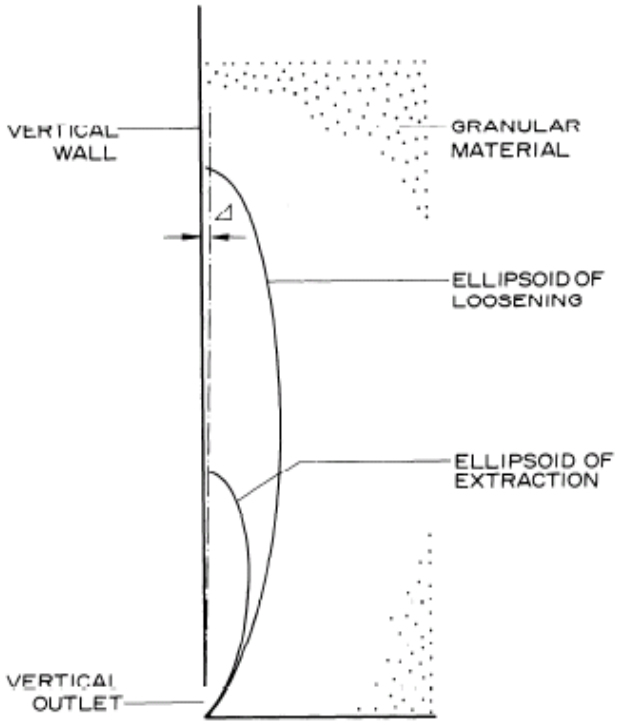
محور جریان ثقلی در این مقطع به اندازه زاویه Δ از خط قائم منحرف می‌شود. این زاویه با افزایش اصطکاک در طول دیواره قائم افزایش می‌یابد. بدون در نظر گرفتن این زاویه انحراف می‌توان فرض کرد، دیواره قائم با بازکننده تخلیه قائم، نیمی از بیضوی استخراج و سست شدگی را قطع می‌کند، به طور طبیعی وقتی که این نیمهٔ بیضوی در یک منشور محصور می‌شود، حجم آن ۵۰٪ حجم منشور را تشکیل می‌دهد. به همین خاطر در روش تخریب در طبقات فرعی، اگر نیمی از بیضوی استخراج در داخل ماده

معدنی منفجر شده واقع شود (شکل ۱۰–۱۸)، آنوقت حداکثر ۵۰٪ حجم کانه آتشباری شده می‌تواند بدون رقت استخراج شود.

برای اینکه توضیح فوق در مورد جریان ثقلی به صورت معرف باشد، مواد باید از میان یک بازکننده با ابعاد حداقل که به اندازه کافی ، برای جریان توده جامد، بزرگ است عبور کند. در روش تخریب در طبقات فرعی عرض تخلیه قائم، توسط عرض دریفت طبقات فرعی، که بیشتر از عرض حداقل ابعاد بازکننده است، شکل می‌گیرد.



شکل ۱۰–۱۹–مدل جریان ثقلی وقتی باز کننده است، مشخصات روش تخریب در طبقات فرعی قرار دارد

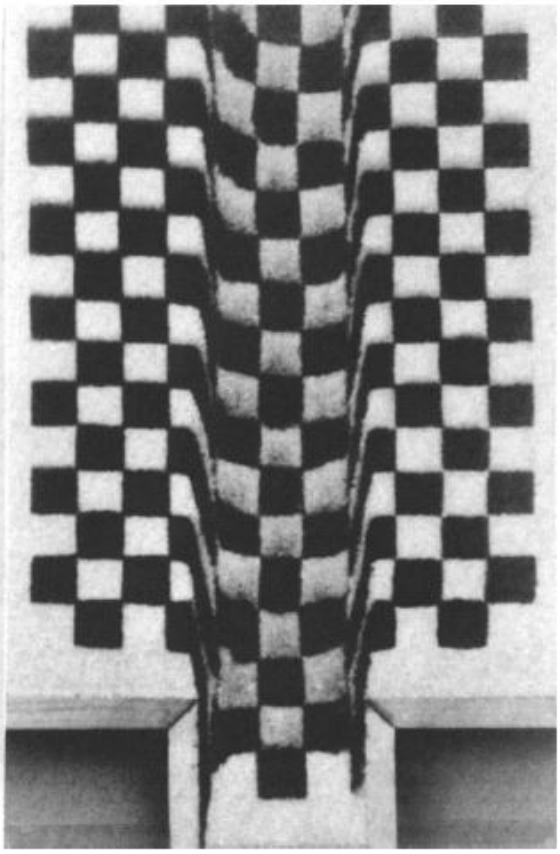


شکل ۱۰–۲۰– شماتیک بیضوی سست شدگی و استخراج وقتی که باز کننده به صورت قائم در کف روی یک دیواره قائم

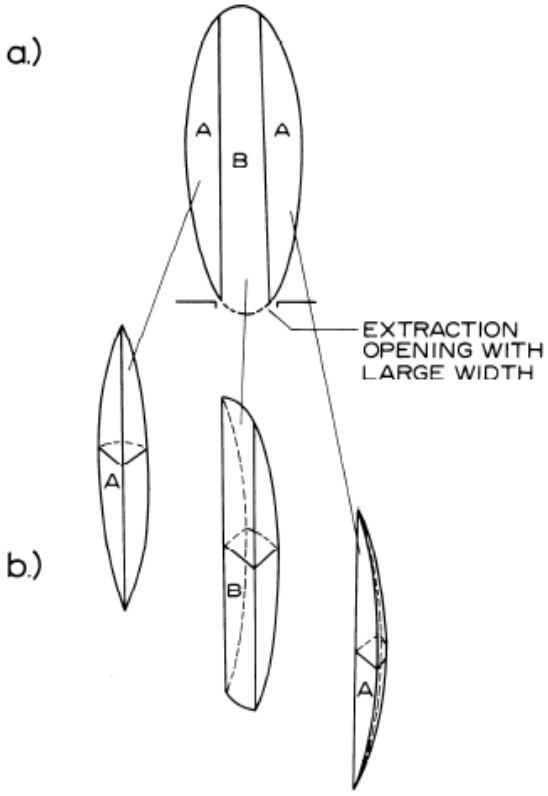
عرض بیشتر بازکننده سبب تغییرات مشخصی در جریان ثقلی می‌شود که می‌تواند برای استخراج بهتر کانه به کار گرفته شود. این تغییرات در جریان ثقلی در مدل شکل ۱۰–۲۱ کاملاً واضح است. برای نمایش بهتر این تأثیر دهانه بازکننده با ابعادی بسیار بزرگ و اغراق آمیز(نسبت به ابعاد مواد) در مدل نظر گرفته شده. بخش مرکزی ناحیه جریان ثقلی در بالای بازکننده تخلیه به شکل ستون، کمتر یا بیشتر به

سمت پایین حرکت می‌کند. به همین دلیل طرح سیاه و سفید پرکننده مدل، تقریباً تخلیه می‌شود، این نوع از حرکت ثقلی، جریان توده‌ای نامیده می‌شود.

در روش تخریب در طبقات فرعی بازکننده‌ای که در افق سقف دریفت قرار دارد به شکل یک شیار است. طول آن به صورت تئوری برابر با عرض سقف دریفت افقی می‌باشد. در چنین موقعیتی ناحیه استخراج، (که همانند بیضوی استخراج در بازکننده با حداقل ابعاد عملکرد یکسانی دارد) دیگر شکل یک بیضوی کشیده را ندارد بلکه به شکل یک بیضوی تقریباً مشابه با آنچه در شکل ۱۰-۲۲ *a*نشان داده شده می‌باشد. به طور ساده می توان فرض کرد این بیضوی استخراج دارای سه بخش مطابق آنچه که در شکل نشان داده شده می‌باشد (شکل ۱۰-۲۲*b*). جریان ثقلی شامل یک جریان توده‌ای قسمی *(B)* که تنها در نقطهٔ برخورد با صفحه قائم جبههٔ لول‌های فرعی دیده می‌شود، در حالی که بخش باقی مانده بیضوی *(A)* تحت جریان ثقلی نرمال قرار می‌گیرد. این بدان معنی است که جریان توده‌ای تنها در ناحیه‌ای *(B)* از شکل ۱۰-۲۲ *a* و ۱۰-۲۲ *b* وجود دارد.

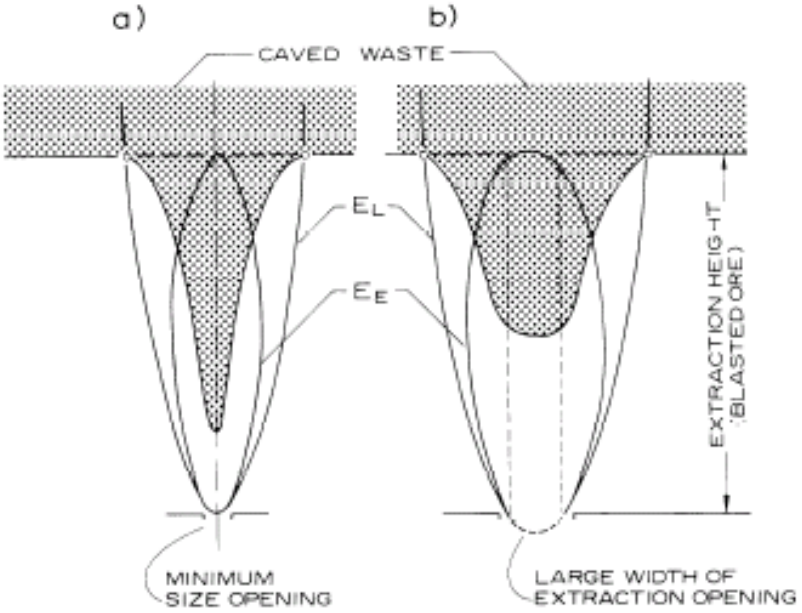


شکل ۱۰-۲۱- مدل جریان توده‌ای مواد به دلیل عرض بیش از حد باز کننده استخراج

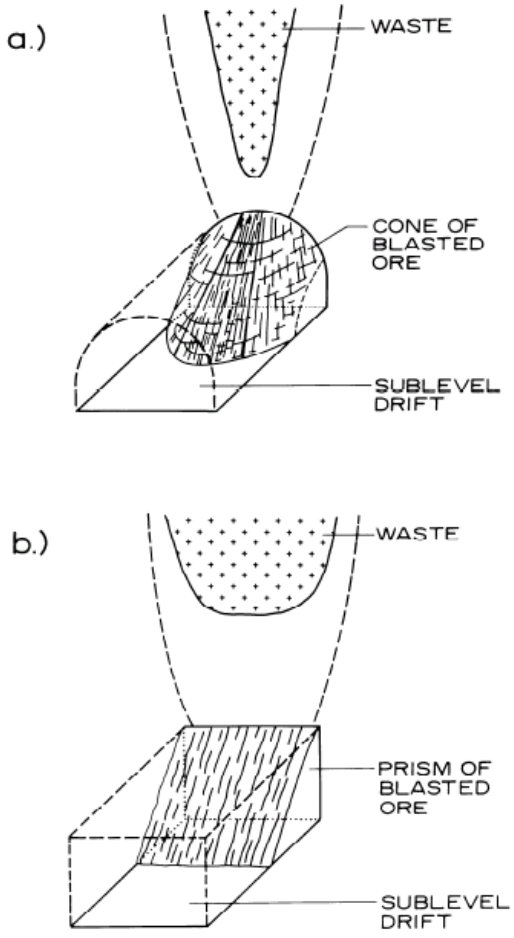


شکل ۱۰-۲۲- شکل ساده سازی شده ناحیه استخراج با عرض استخراج زیاد دریفت فرعی

واضح است که با افزایش عرض بازکننده استخراج، عرض و طبیعتاً حجم ناحیه استخراج افزایش می‌یابد، ضمناً، یک باز کننده عریض به افزایش حجم کانه استخراج شده ترقیق نشده منجر می‌شود، چرا که قیف خروجی پس از استخراج بیشتر کانه ترقیق نشده نسبت به باز کننده با حداقل ابعاد، به بازکننده استخراج می‌رسد. این تأثیر در برش قائم در طول صفحهٔ جبهه قائم طبقه فرعی در شکل ۱۰-۲۳ نشان داده شده است. در اینجا شکل ۱۰-۲۳ b شرایط را برای بازکننده با ابعاد باز کننده های با عرض بیشتر را و شکل ۱۰a-۲۳ شرایط مربوط به باز کننده با حداقل عرض را نشان می‌دهد.



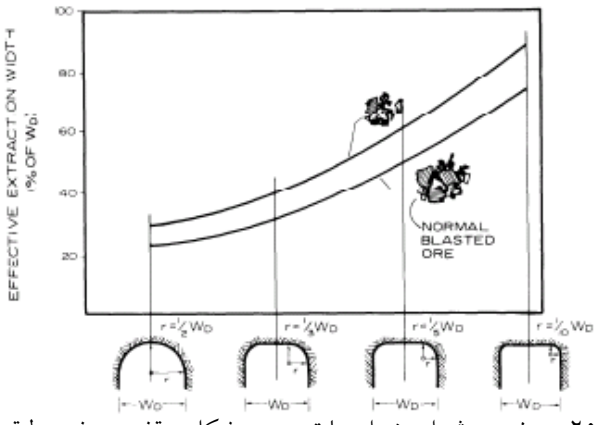
شکل۱۰-۲۳-تاثیر عرض استخراج در الگوی جریان ثقلی a-عرض کم باز کننده b- عرض زیاد باز کننده



شکل۱۰-۲٤-جریان ثقلی با توجه به شکل سقف دریفت طبقه فرعی

باید تأکید کرد که عرض مؤثر بازکننده استخراج نه تنها وابسته به عرض دریفت طبقه فرعی است، بلکه به شکل سقف دریفت طبقه فرعی هم ارتباط دارد. وقتی سقف مطابق با شکل *20-2-24a* به شکل طاق است، شیب کانه آتشباری شده یک شکل مخروط مانند را در دریفت می‌سازند. استخراج کانه از محیط پای مخروط جریان کانه را تحریک می‌کند، که این جریان خطوط سطحی مخروط را دنبال می‌کند. به همین خاطر مخروط یک بازکننده خروجی با عرض نازک در ناحیه اوج سقف طاقی شکل، ایجاد می‌کند. چنین شرایطی برای تخریب در طبقات فرعی نامطلوب است چراکه عرض موثر بازکننده استخراجی بسیار کوچک خواهد بود. جریان ثقلی کانسنگ آتشباری شده در برش و جریان مواد باطله دارای الگوی نمایش داده شده در شکل ۱۰–۲۳*a*می‌باشد.

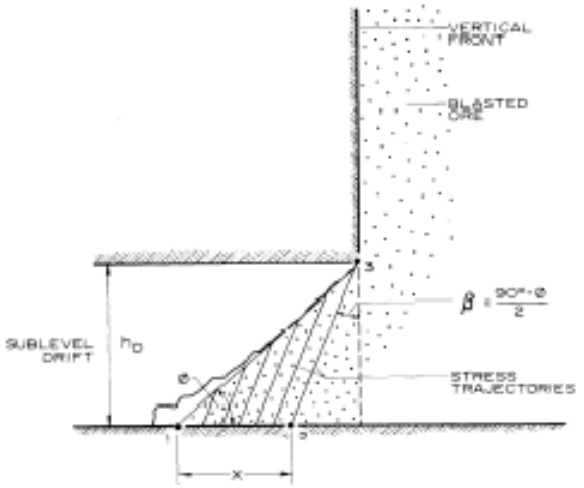
هنگامی که سقف به صورت افقی است (یا کمی طاقی شکل (۱۰–۲٤ *b*) آنوقت کانه آتشباری شده یک منشور در دریفت طبقهٔ فرعی شکل می‌دهد. استخراج از پای شیب این منشور سبب یک جریان موازی در شیب می‌شود و به همین خاطر تقریباً عرض کل دریفت طبقه فرعی می‌تواند به عنوان عرض موثر بازکننده استخراج به کار رود. به طور طبیعی چنین شرایطی برای تخریب در طبقات فرعی مناسب است، چرا که عرض موثر استخراج زیاد است و جریان ثقلی کانه و باطله مطابق شکل۱۰–۲٤ *b* خواهد بود. شکل ۱۰–۲۵ عرض تقریبی موثر استخراج به صورت درصدی نسبت به عرض دریفت طبقه فرعی w_d و تابعی از شکل سقف نشان داده شده است.



۱۰–۲۵–عرض موثر استخراج با توجه به شکل سقف دریفت طبقه فرعی

استخراج صحیح کانه نه تنها یک عرض زیاد استخراج را نیاز دارد، بلکه یک ضخامت یا عمق جریان خروجی نیز نیاز است. این عمق بستگی دارد به اینکه لودر تا چه عمقی می‌تواند در داخل موادوارد شود. طبیعتاً وقتی عمق حفاری لودر کم است، عمق جریان خروجی نیز کم خواهد بود وتنها یک بخش کوچک از ارتفاع دریفت، طبقه فرعی برای استخراج استفاده می‌شود.

بر اساس تئوری *Rankin* منحنی‌های مسیر حداکثر تنش در شیب مواد توده‌ای نه قائم است، نه موازی یا عمود با جهت شیب بلکه با زاویه میل $\beta = (90-\phi)/2$ از جهت قائم قرار گرفته است.



شکل ۱۰-۲۶- رفتار شیب با توجه به مواد خرد شده در دریفت طبقه فرعی

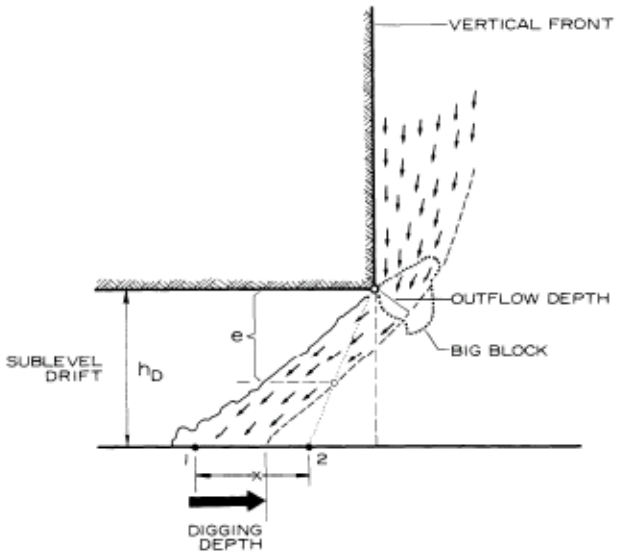
در شکل مزبور ϕ زاویه طبیعی قرار ماده معدنی واکنش، h_D ارتفاع دریفت طبقه فرعی، نقطه ۱ بیانگر پاشنه تئوریک شیب می‌باشد، نقطهٔ ۳ نقطه‌ای در لبه می‌باشد که به سبب قطع سقف دریفت و جبهه طبقه فرعی پدید آمده، نقطهٔ ۲ بیانگر تقاطع مسیر منحنی از نقطهٔ ۳، با کف دریفت فرعی می‌باشد.X فاصلهٔ بین نقاط ۱ و ۲ است. با استخراج مواد از پای شیب، زاویه شیب آن به حدودتئوریک که توسط منحنی ۲-۳ مشخص شده می‌رسد. این وضعیت تئوریک است که در آن شیب ۲-۳ دارای پایداری با فاکتور ایمنی ۱ می‌باشد، این بدان معنی است که این شیب آماده ریزش است.

به طور منطقی به منظور استفاده از ارتفاع کامل h_D در لول فرعی برای استخراج، عمق نفوذ باید برابر با مقدار X باشد:

$$X = h_D \cot\phi - h_D \tan\frac{90^o - \phi}{2} \qquad ٦-١٠$$

عمق نفوذ یک ماشین بارگیری معمولاً ۱ تا ۱/۳ متر می‌باشد که خیلی کوچکتر از عمق حفاری تئوریک x می‌باشد. یعنی تنها بخش مشخصی از بالای ارتفاع دریفت لول فرعی لول(e) برای استخراج نرمال استفاده می‌شود.

(شکل ۱۰-۲۷)، بخش باقی مانده پایینی هرچند برای استخراج نرمال کاربرد ندارد اما دارای عملکردی است که سبب می‌شود بلوک‌های با ابعاد بزرگتر از عمق ناحیه جریان خروجی در کف دریفت اول فرعی استخراج شود.



شکل۱۰-۲۷- عمق تقریبی جریان درون دریفت طبقه فرعی با توجه به افزایش عمق

حتی در استخراج نرمال، زاویه شیب در دریفت طبقه فرعی دارای یک مقدار ثابت نیست. زاویه مزبور می‌تواند مطابق شکل ۱۰-۲٦ در محدوده نقاط ۱ و ۲تغییر کند. این بدان معنی است که نقطهٔ پای شیب ۱ می‌تواند به نقطهٔ ۲ نزدیک شود، در برخی از موارد نقطهٔ ۱ با نقطه ۲ یکسان خواهد بود و شیب بسیار

تندی خواهیم داشت. هر چه شیب به شیب صفحهٔ (شکل ۱۰-۲۶) ۲-۳ نزدیک‌تر شود شکست ناگهانی آن بیشتر خطرناک است.

لذا مشخص کردن زاویه حد صفحهٔ ۲-۳ به دلایل ایمنی و تامین گسیختگی شیب پیش از اینکه به شرایط بحرانی فوق برسد لازم است.

استخراج می تواند توسط تشکیل حالت طاق مانند مواد بالای ناحیه استخراج متوقف شود، در اغلب موارد حالت طاق مانند بالای عمق جریان خروجی ناحیه استخراجی دیده می‌شود زیرا آنجا کوچکترین بعد باز کننده استخراجی است، همچنین ایجاد حالت طاقی می‌تواند دارای انواع گوناگونی باشد، می‌توان به ترتیبی که در ذیل این مطلب آمده آن را به سه نوع عمده تفکیک کرد:

۱- ایجاد حالت طاقی به سبب یک گروه از بلوک‌ها که یک ساختار طاقی را شکل می‌دهند.

۲- ایجاد حالت طاقی به سبب مواد تحکیم یافته (با در نظر گرفتن تأثیر چسبندگی ظاهری و پلاستیسیته)

۳- ایجاد حالت طاقی به صورت ترکیبی از دو حالت قبل.

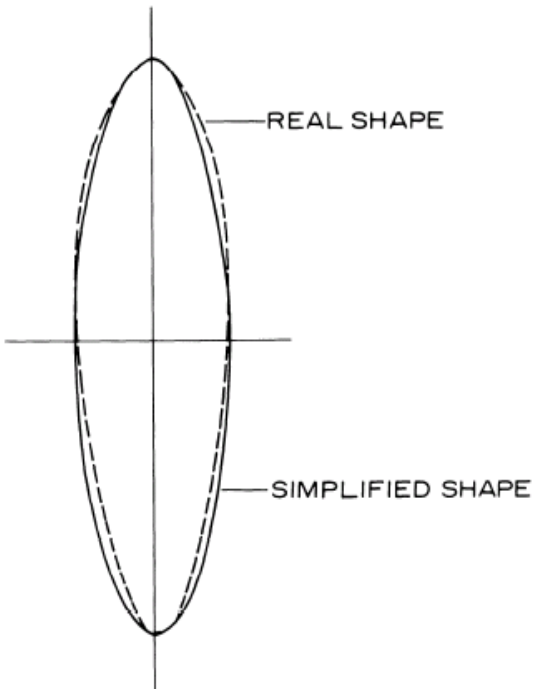
وقتی که عملیات استخراج متوقف شد، کانه آتشباری شده(و باطله تخریب شده)شروع به یک فرآیند نشست و تحکیم می‌کنند که می‌تواند منجر به فشرده شدن مواد شود. این مسئله عمدتاً وقتی که اجزاء پلاستیک یا قطعات ریز به همراه آب وجود دارد اتفاق می‌افتد (مواد درشت نوع *IV* را در شکل ۲-۲-۲۰ مشاهده کنید. ایجاد ساختار طاقی (عمدتاً از نوع دوم) بیشتر بعد از تعطیلات یا بعداز هر وقفه طولانی‌تر جریان استخراج صورت می‌گیرد. در مواد با میزان نشست و تحکیم بالا، بهتر است که از ایجاد چنین وقفه‌هایی در تولید جلوگیری کنیم. در عمل این بدان معنی است که، استخراج تمام کانه از برش‌های آتشباری شده لول فرعی باید پیش از هرگونه وقفه طولانی کامل شود. بهترین روش جلوگیری

یا کاهش ایجاد ساختار طاقی شکل، توسط بلوکهای بزرگ بکارگیری حفاری و آتشباری کنترل شـده و در نتیجه کنترل دانه بندی باشد.

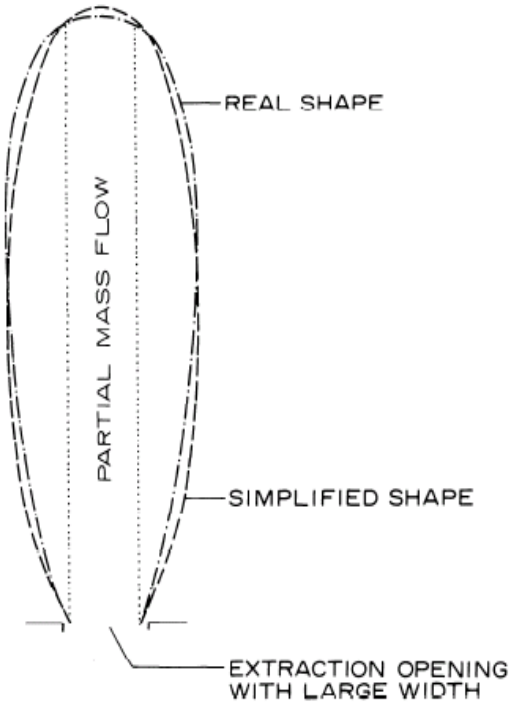
مسئله دیگر برداشتن و رفع مؤثر و ایمن ساختارهای طاقی می‌باشد .نام بردن از یک روش کلی که بتواند برای انواع ساختارهای طاقی تحت شرایط گوناگون و حالت‌های گوناگون به کار رود غیر ممکن است.تنها توصیه می‌شود پیش از هر گونه فعالیت برای برداشت مواد و رفع طاق، بسیار مهم است کـه نوع، ساختار، رفتار باربری طاق، شناسایی شود و ناحیه‌ای بحرانی که جابجایی یـا اسـتخراج آن سـبب ریزش طاق می‌شود شناسایی شود، در غیر این صورت عملیات شکست می‌خورد و حتی می‌تواند بسیار خطرناک باشد.

همانگونه که قبلاً ذکر شد، بیضوی استخراج (برای بازکننده با حداقل ابعاد) دارای شکل یک بیضوی کشیده در حال چرخش که نیمه بالایی آن دقیقا هم اندازه نیمه پایینی آن می‌باشد نیست. البته در حالت واقعی نیمه بالایی دارای عرض بیشتر نسبت به نیمه پایینی می‌باشد برای مواد نرمو ریز تفاوت بین شکل تئوریک و شکل واقعی بسیار کم است و می‌توانند یکسان فرض شوند. تفاوت بیشتر در مواد درشت و در بازکننده‌های استخراج با ابعاد بزرگتر از ابعاد حداقل شروع می‌شود.

قابلیت کمتر تحرک مواد درشت، قفل شدگی نسبی قطعات درشت با همدیگر به همراه جریان‌هـای توده‌ای قسمی در ناحیه مرکزی منجر به افزایش شیب بخش پایینی می‌شود. در اینجا حرکـت ثقلـی و سست شدگی یکنواخت تر و آرام‌تر می‌باشد چرا که حرکت مستقیماً در جهت باز کننده استخراج است. مواد در بخش بالایی از بازکننده دور است، و لذا دارای تحرک کمتر و سست شدگی کمتر است و بـه همین دلیل به یک ناحیه وسیع‌تر برای جریان ثقلی نیاز دارد. (شکل ۱۰-۲۹)



شکل ۱۰-۲۸-تفاوت شکل بیضوی فرضی و بیضوی واقعی استخراج در ماده درشت یکدست با داشتن حداقل ابعاد باز کنند استخراج



شکل ۱۰-۲۹- شکل واقعی و ساده سازی شده بیضوی استخراج با باز کننده عریض

تغییر شکل در روش تخریب در طبقات فرعی بیشتر آشکار است به این دلیل که علاوه بر مواد بلوکی و درشت و عرض بیشتر بازکننده استخراج، برخی فاکتورهای اضافی در رابطه با انفجار کانسنگ نیز وجود دارد.

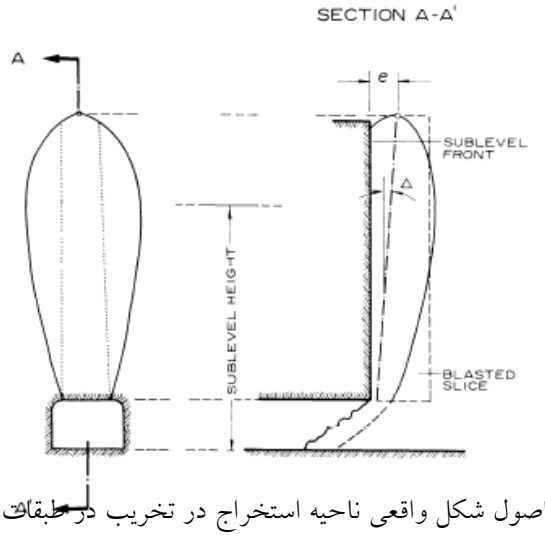
در روش تخریب در طبقات فرعی برش قائم کانسنگ در مجاورت باطلهٔ تخریب شده منفجر می‌شود. تورم نهایی کانه آتشباری شده در طول ارتفاع برش متفاوت است. به صورت طبیعی بیشترین تورم و سست شدگی در بخش پایینی رخ می‌دهد، به این دلیل که یک حجم مشخص کانسنگ آتشباری شده ریزش کرده و درون دریفت لول فرعی جریان می‌یابد.

(حتی در الگوی چالزنی موازی بخش پایینی برش منفجر شده حاوی درصد بیشتری از قطعات کوچک نسبت به بخش بالایی هستند، به این دلیل که این قطعات کوچک می‌توانند درون ناحیه تخریب

شده به سمت پایین و بین قطعات درشت نفـوذ کننـد) همچنـین ایـن بخـش از بـرش دارای قطعـات کوچکتری است و این به دلیل فاصلهٔ کم چالهای انفجاری در آرایش حفاری بادبزنی است.

تورم و قابلیت جابجایی کانسنگ منفجر شده در برش با رفتن به سمت بالا کاهش مـی‌یابـد (دور شدن از دریفت اول فرعی)، و قطعات و بلوک‌ها به دلیل فاصله‌داری زیاد چالهای انفجاری در بخـش بالایی الگوی حفاری بادبزنی، درشت‌تر هستند. در بخش بالایی محدودیت کانسنگ منفجر شده در برش بیش از محدودیت آن در بخش پایینی می‌باشد که به طور واضح به فشردگی جانبی کانسنگ منفجر شده منجر می‌شود. یک فاکتور اضافی که می‌تواند سبب کاهش قابلیت تحرک بخش بالایی شود نفـوذ یـک حجم مشخص باطله بین برش آتشباری شده و جبههٔ کانسنگ در هنگام از آتشباری می‌باشـد، در یـک زمان کوتاه، برش آتشباری شده از جبهه کانسنگ در لول فرعی جدا می‌شود. مورد فوق را می‌تـوان بـا مقدار معینی عقب زدگی در جبهه باقی مانده کانسنگدر جبهه لول فرعی تلفیق کرد.

می‌توان چنین گفت که کانسنگ آتشباری شده در برش، در بخش پایینی بیشترین تحـرک را دارد و مقدار آن به طرف بالا کاهش می‌یابد. هر چه تحرک کمتر باشد عرض بیشتری برای جریان ثقلـی نیـاز است.بیضوی استخراج در بخش پایینی لاغرتر است و عرض آن کمی بالاتر از نصف ارتفاع به حداکثر خود می‌رسد (۱۰-۳۰ a)



شکل۲۰-۳۰-اصول شکل واقعی ناحیه استخراج در تخریب در طبقات فرعی

شکل ناحیه استخراج (در مقطع قائم $A-A'$ عمود بر جبهۀ لول فرعی است) در شکل ۱۰-۳۰ *b* نشان داده شده است. به دلیل اینکه سطح جبهۀ کانسنگ لول فرعی بسیار زبر است، اصطکاک در طول این صفحه زیاد است و محور بیضوی از خط قائم منحرف می‌شود. با افزایش اصطکاک مقدار انحراف *(c)* نیز افزایش می‌یابد تعیین میزان این انحراف مشکل است اما می‌توان اینگونه فرض کرد که در ارتفاع ۱۱ متر برای دریفت طبقۀ فرعی فاصلۀ افقی بین راس بیضوی استخراج و صفحه قائم که جبهۀ طبقۀ فرعی را نشان می‌دهد می‌تواند حدود یک متر حتی بیشتر باشد مقدار آن بستگی به ارتفاع دریفت لول فرعی دارد.

کانسنگ آتشباری شده در برش معمولاً یک ماده بسیار ناهمگن را تشکیل می‌دهد. حتی با آتشباری و حفاری بسیار تغییرات ناشی از تکنیک انفجار می‌توانند منجر به پدید آمدن نواحی با قطعات درشت یا نواحی با مواد نرم و ریز شود. بلوکهای بزرگ باطله یا کانسنگ به صورت اتفاقی و بیشتر در بخش بالایی برش شکل می‌گیرد. جابجایی این بلوک‌های بزرگ یا حتی توده‌های کانسنگ نرم یا باطله سبب اغتشاش در جریان ثقلی می‌شود. بسیاری از فاکتورهای اختلال دیگر می‌توانند تاثیرگذار باشند، از جمله وقفه در استخراج کانسنگ از برش، که می‌تواند منجر به نشست و تحکیم مواد آتشباری شده شود؛ شکست ناپیوسته و تخریب توده سنگ باطله که می‌تواند عملکرد تنش بر روی برش کانسنگ آتشباری شده را تغییر دهد؛ شکست تدریجی و تخریب انواع دیگر سنگ‌ها که می‌تواند سبب نوع دیگری از خردایش باطله تخریب شده شود که در بخش بالایی مشاهده نمی‌گردد؛ و افزایش تدریجی ناحیه شکست پیش رونده و افزایش ناحیه نشست که منجر به جمع شدن آب می‌شود، که می‌تواند سبب تغییرات نامطلوب در خواص و رفتار کانسنگ شکسته شده و از این جهت برخی از مشکلات در استخراج کانسنگ را بوجود آورد.

بدیهی است که به دلیل این فاکتورها بیضوی استخراج در روش تخریب در طبقات فرعی آنگونه که در مورد مواد همگن درشت دانه و بدون تأثیرات فاکتورهای آشفته کننده فوق انتظار می‌رود نیست.

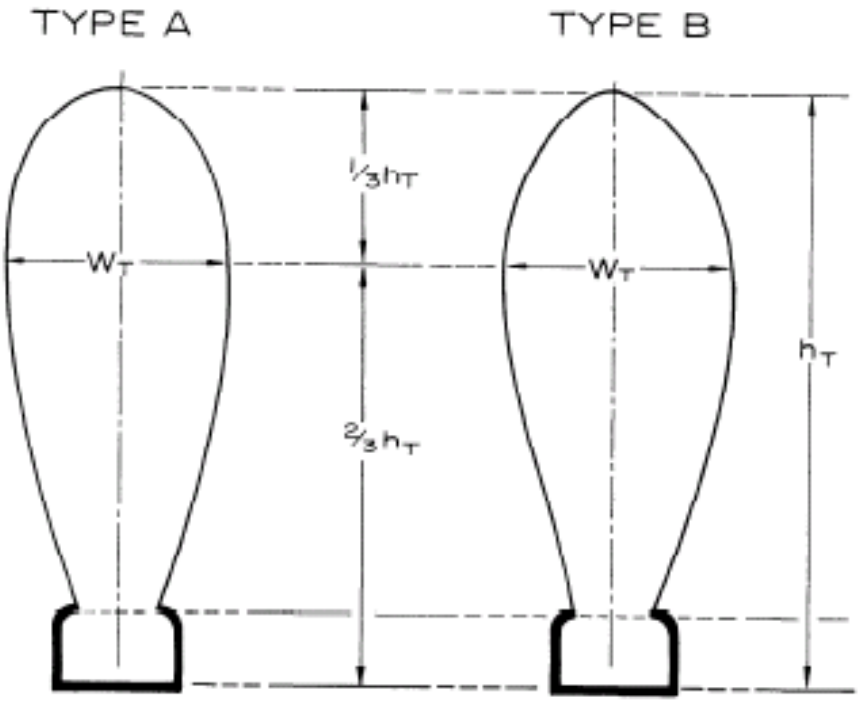
۱۰-۲-٤- تحقیقات آزمایشگاهی و آزمایش‌های برجا

تحقیقات به منظور یافتن شکل بیضوی استخراج در روش تخریب در طبقات فرعی، هم بر روی مدلها در آزمایشگاه و هم در مقیاس واقعی درجا، انجام یافته است. هر یک از این رویکردها دارای مزایا و معایب مشخصی هستند. در آزمایشگاه، حتی مدل‌های بسیار پیچیده نمی‌تواند شرایط طبیعی را به طور صحیح شبیه‌سازی کند. به صورت درجا دو نوع از آزمایش ممکن است نیاز باشد.

نوع اول از آزمایش بر جا بر اساس به کارگیری تعداد زیادی از نشانگرهای رادیواکتیو است، که درون چالها در برش کانه قبل از آتشباری قرار داده می‌شود و با استفاده از دوغاب سیمان ثابت می‌شود. بعد از انفجار نشانگرها در بین خرده سنگها پراکنده می‌شوند و مکان دقیق آنها مشخص نیست. نوع دوم بر اساس مکان یابی نشانگرها در کانسنگ شکسته شده می‌باشد، که در کانسنگ منفجر شده برش قرار دارد. این روش مشکل، مستلزم صرف کار زیاد و بسیار گرانقیمت است به این دلیل تنها تعداد کمی از نشانگرها می‌توانند با رعایت ایمنی در کانسنگ آتشباری شده نصب شوند.

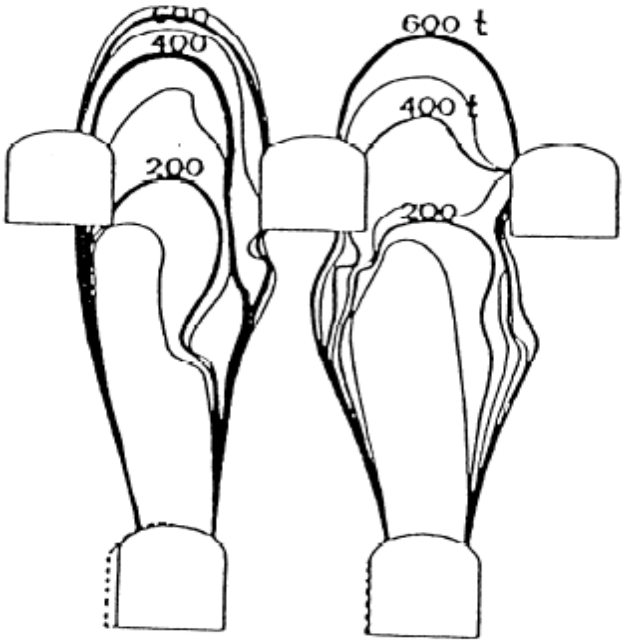
تحلیل‌های نتایج حاصل از کار آزمایشگاهی و آزمایش‌های برجا دو نوع شکل را برای بیضوی استخراج در روش تخریب در طبقات فرعی پیشنهاد می‌کنند. هندسه کلی هر دو نوع شکل در شکل ۱۰-۳۱ نشان داده شده است. اگرچه تفاوت‌ها به صورت نسبی کم است، فقط می‌توان دید که نوع A دارای شکل کروی و گردتری است در حالی که نوع B بیشتر به شکل گوشه‌دار است. دلیل شکل نوع A و نوع B هنوز جای سؤال دارد چراکه اطلاعات به دست آمده از مدل (با دقت محدود) و مربوط به آزمایش‌های برجا (تعداد کمی از آزمایشات) هنوز برای یک راه حل آشکار و صریح کافی نیست.

در هر دو شکل عرض حداکثر W_T بیضوی استخراج حدود $2/3h$ بالاتر از کف دریفت لول فرعی می‌باشد، h ارتفاع استخراج است (شکل ۱۰-۳۱). عمق حداکثر d_T (ضخامت کانسنگ) بیضوی استخراج، در جهت عمود بر جبهه لول فرعی، در ارتفاعی برابر قرار دارد. به دلیل عرض زیاد بازکننده استخراج، ساختار بیضوی استخراج در کل مشابه شکل (شکل ۱۰-۲۲) می‌باشد.



شکل ۱۰-۳۱-هندسه کلی ناحیه استخراج

به این دلایل (فاکتورهای آشفتگی و مشکلات آزمایش) شکل دقیق بیضوی استخراج در روش تخریب در طبقات فرعی، هنوز به طور دقیق مشخص نشده است. همانگونه که در شکل ۱۰-۳۲ نشان داده شده،



شکل ۱۰-۳۲- آزمایش بزرگ مقیاس تخریب در طبقات فرعی در معدن گرنگسبرگ.

(یک آزمایش در ابعاد واقعی درجا در معدن *Grangesberg*) شکل بیضوی استخراج بسیار نامنظم است این بی نظمی وابسته به آشفتگی‌های موثر می‌باشد ، این شکل با تغییر ارتفاع استخراج و در نتیجه بر اساس حجم مواد استخراجی تغییر می‌کند. با این حال شکل خطوط هم وزن بسیار شبیه به نوع A در شکل ۱۰-۳۱ می باشد. اگرچه دانش موجود در مورد اشکال اشکال بیضوی استخراجی برای مهندسی کاربردی کافی می‌باشد، اما برای تعیین یک تئوری صریح و دقیق کافی نیست.

۱۰-۳- راهبردهای عملی طراحی

سؤال اصلی در طراحی روش تخریب در طبقات فرعی تعیین یک هندسه معدنکاری است که بتواند تا آنجاکه ممکن است پارامترهای جریان ثقلی را تأمین کند. این بدان معناست که ابتدا نیاز است عرض و ضخامت بیضوی استخراج برای یک ارتفاع خاص تعیین شود.

این پارامترها می تواند توسط آزمایش‌های برجا مشخص شوند، اما معمولاً اطلاعات مزبور در زمان مناسب، برای طراحی معدن در دسترس نیست.

در حال حاضر هیچ روش صریحی برای محاسبات مهندسی مربوط به این پارامترها وجود ندارد. به دلیل ناهمگن بودن مواد درشت و پیچیدگی فاکتورهای در نظر گرفته شده برای جریان ثقلی فرمول‌های تجربی مشخصی در اینجا معرفی می‌شود، این فرمول‌ها می‌تواند یک راه حل برای تعیین تقریبی پارامترهای جریان ثقلی و هندسه روش، فراهم آورد.

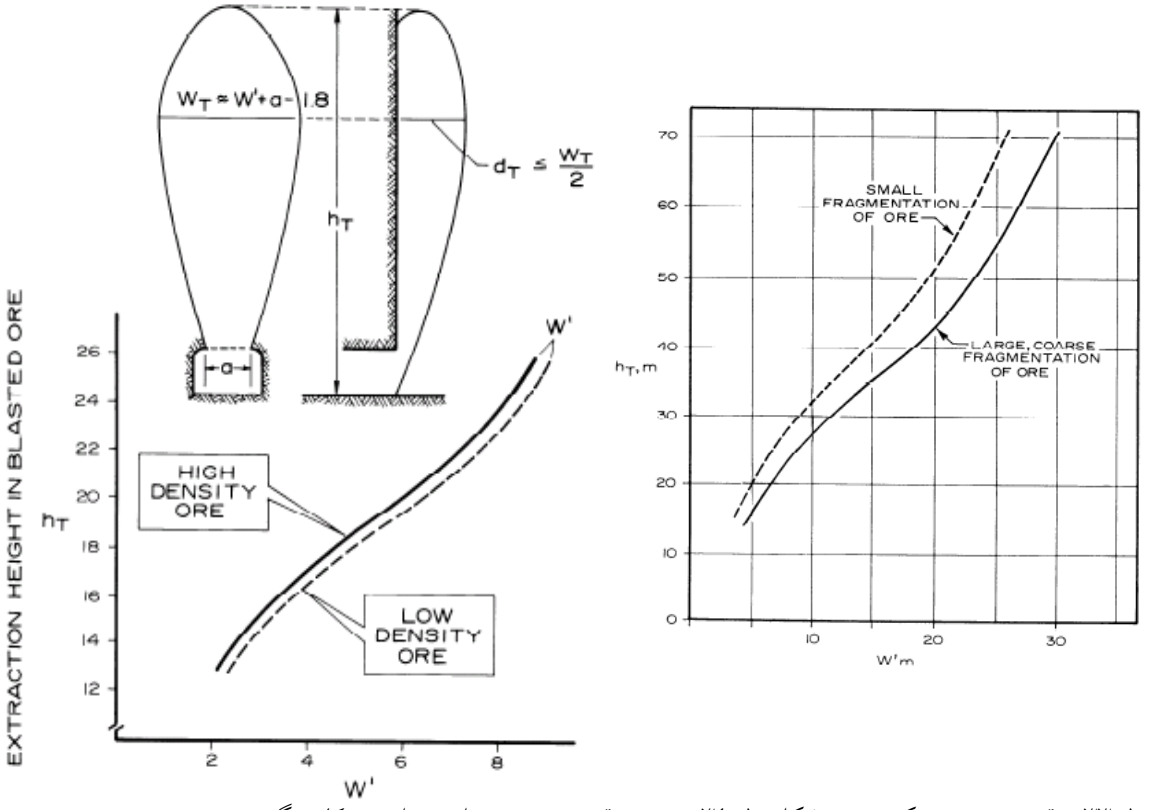
۱۰-۳-۱- ابعاد بیضوی استخراج

مواد دانه درشت در حقیقت مخلوطی از قطعات با ابعاد متفاوت است. مقدار کم ذرات نرم و ریز تاثیر دانه‌های درشت رابه نحو قابل توجهی کاهش می‌دهد. معمولاً این حالت به صورت برجسته تأثیر مواد درشت می‌باشد. در نتیجه ناحیه جریان ثقلی در مواد درشت دانه در برخی از موارد به صورت عجیبی باریک است.

به دلیل اینکه خروج از مرکز بیضوی با افزایش ارتفاع آن افزایش می‌یابد، هر چه ارتفاع بیشتر باشد جریان لاغرتر است. (این مسئله در روش تخریب بلوکی بسیار مشهود است، با ارتفاع زیاد بلوک، جریان ثقلی در بالای یک واریزگاه می‌تواند فضای دودکشی با دیواره‌های قائم تشکیل دهد) با خردایش و دانه بندی مشابه جریان ثقلی یک ماده با دنسیتی بالا (مثلاً کانسنگ آتشباری شدهٔ آهن) لاغرتر از جریان یک ماده با دانسیته پایین می‌باشد (مثلاً کانسنگ آتشباری شده مس). عرض جریان ثقلی همچنین به ابعاد بازکننده استخراج بستگی دارد. (شکلهای ۱۰-۲۲ و ۱۰-۲۵ و ۱۰-۲۹ مشاهده شود)

برای مستثنی کردن فاکتور متغیر ابعاد مختلف بازکننده‌های استخراج، داده‌های حاصل از تحقیقات تحلیلی و مدل‌های آزمایشگاهی و مشاهدات حاصل از عملیات تخریب در طبقات فرعی، برای تعیین یک عرض تقریبی تئوری W' بیضوی استخراج به کار گرفته شده، فرض شده که استخراج مواد از میان یک بازکننده استخراج با حداقل ابعاد صورت می‌گیرد.با فرض یک خردایش نرمال برای کانسنگ

آتشباری شده ، به صورت تئوریک حداقل ابعاد بازکننده حدود ۱.۸ متر می‌باشد. برای کانسنگ منفجره شده با دانسیته بالا (کانسنگ آهن) عرض تئوریک تقریبی W' برای بیضوی استخراج در شکل ۱۰-۳۳ به صورت تابعی از ارتفاع استخراج h_T نشان داده شده است. در روش سنتی تخریب در طبقات فرعی ارتفاع کلی استخراج در کانسنگ h_Tبه صورت نرمال بین ۳۰-۲۰ متر می‌باشد. عرض تئوریک بیضوی استخراج W' بسته به ارتفاع‌های استخراج کلی متفاوت در محدوده فوق در شکل ۱۰-۳٤ برای کانسنگ با دانسیته پایین و بالا نشان داده شده می‌باشد.



شکل ۱۰-۳۳- تقریب عرض یک بیضویشکل ۱۰-۳٤-عرض تقریبی بیضوی استخراج در کانسنگ استخراج بسیار بزرگ برای کانسنگ با دانسیته بالابا دانسیته کم و زیاد.

با توجه به ارتفاع آن

عرض موثر استخراج a (شکل ۱۰-۲۵) معمولاً بزرگتر از عرض بازکننده با ابعاد حداقل است (۱.۸ متر) و به همین دلیل عرض کلی بیضوی استخراج W_T در عملیات تخریب در طبقات فرعی از آن چیزی که در شکل ۱۰-۳٤ نشان داده شده بزرگ‌تر است.

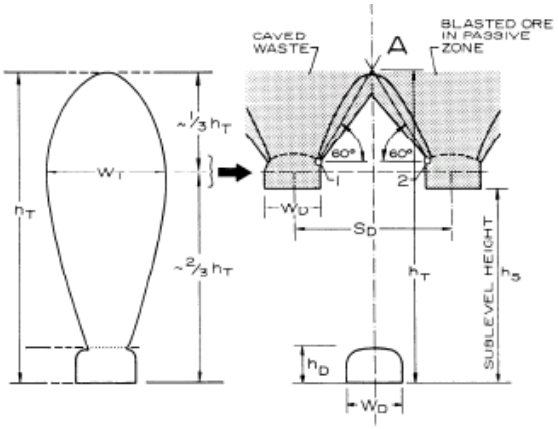
یک مقدار بسیار تقریبی برای عرض کلی W_T و عمق کلی d_T بیضوی استخراج برای یک ارتفاع داده شده h_T می‌تواند بر اساس سیستم متریک به کمک فرمولهای تجربی زیر محاسبه شود

$$W_T \approx W' + a - 1.8\, d_T \le W_T / 2 \qquad ۷-۱۰$$

که در این فرمولها W' عرض تئوریک بیضوی استخراج با ارتفاع کلی استخراج h_T (شکل ۱۰-۳٤) می‌باشد و a عرض موثر بازکننده استخراج است که وابسته به شکل سقف دریفت طبقه فرعی می‌باشد، (شکل ۱۰-۲۹) که به صورت درصدی از W_D بیان شده است.

۱۰-۳-۲- فاصله قائم دریفت‌های طبقه فرعی

دریفت‌های استخراج لول فرعی باید در یک الگوی شطرنجی و منطبق بر الگوی جریان ثقلی جایابی شوند. در استفاده از روش سنتی استخراج از طبقات فرعی، در یک صفحه قائم (شکل ۱۰-۳۵) دریفت‌های لول فرعی باید در ناحیه‌ای واقع شود که بیضوی استخراج دارای حداکثر عرض W_T باشد. این حالت به صورت تقریبی در ارتفاع $2/3h_T$ رخ می‌دهد این ناحیه به طور تقریبی برابر ارتفاع لول فرعی h_s می‌باشد (شکل ۱۰-۳۵).



شکل ۱۰-۳۵- موقعیت قائم دریفت طبقه فرعی با توجه به جریان ثقلی

پس از استخراج کانسنگ یک پایه بکر (آتشباری نشده) از کانسنگ به شکل مثلثی (برش عرضی) توسط چال‌های مرزی شیبدار که دارای الگوی پروانه‌ای هستند شکل گرفته و بین دریفت‌های لول فرعی در لول بالائی باقی می‌ماند. این پایه معمولاً توسط کانسنگ آتشباری شده پوسیده شده و یک ناحیه غیر

فعال در بالای لنگه پس از استخراج کانسنگ باقی می‌ماند. ضخامت این ناحیه غیرفعال کانسنگ آتشباری شده می‌تواند بسته به شیب چال‌های مرزی در الگوی حفاری پروانه‌ای، عرض دریفت طبقه فرعی W_D، فاصله داری دریفت‌های طبقه فرعی S_D (شکل ۱۰-۳۵) و خواص و پارامترهای جریان ثقلی مواد درشت دانه که شکل ناحیه غیرفعال را تحت تأثیر قرار می‌دهد بزرگ یا کوچک باشد.

قسمتی از کانسنگ آتشباری شده در ناحیه غیرفعال را می‌توان از طریق استخراج در لول فرعی پایینی بازیابی کرد. بنابراین ، ارتفاع کلی استخراج h_T برابر فاصله بین کف دریفت طبقه فرعی پایین و نقطهٔ رأس A می‌باشد، که توسط کانسنگ آتشباری شده برجای مانده در ناحیه انفعالی شکل گرفته است می باشد (شکل ۱۰-۳۵). به دلیل اینکه مشخص کردن شکل و ابعاد ناحیه انفعالی مشکل است، ارتفاع کلی استخراج با توجه به تجربیات مشابه در شرایط یکسان به روش تخریب در طبقات فرعی تعیین می‌شود.

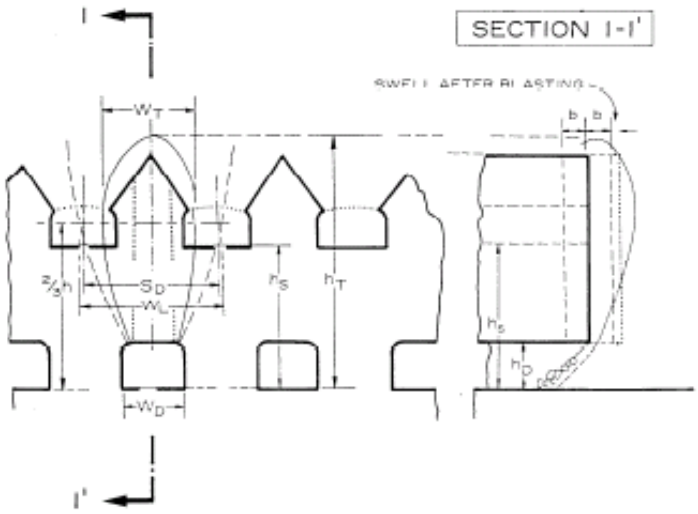
به عنوان یک قانون سرانگشتی پایین‌ترین محل نقطهٔ راس A می‌تواند به طور تقریبی توسط رسم صفحاتی با زاویه ٦٠ درجه از نقاط ۱ و ۲ بدست بیاید (محل تقاطع دو صفحه) (شکل ۱۰-۳۵)، حداقل شیب این صفحات ٦٠ درجه است. بالاترین محل این نقطهٔ اوج کف دریفت طبقهٔ فرعی بالاتر می‌باشد. ارتفاع تا حد زیادی به طرح چالزنی بستگی دارد.

۱۰-۳-۳- فاصله افقی دریفت‌های طبقه فرعی

فاصله‌داری افقی تقریبی S_D محورهای دریفت‌های طبقه فرعی می‌تواند با داشتن W_T, H_T تعیین شود، این تخمین بر اساس کار برد رابطهٔ ایده آل بین بیضوی استخراج و سست شدگی می‌باشد که در شکل ۱۰-۱۵ توضیح داده شده. با فرض مشابهت خروج از مرکز بیضوی استخراج و بیضوی سست شدگی و این‌که بیضوی سست شدگی ۲/۵ برابر بلندتر از بیضوی استخراج است، عرض بیضوی

استخراج ٪٤٠ عرض بیضوی واقعی سست شدگی مربوطه است. (برای این شرایط ایده‌آل ، می‌توان عرض بیضوی سست شدگی را بر روی هر برش افقی بیضوی استخراج محاسبه کرد).

در روش تخریب در طبقات فرعی یکی از پارامترهایی که نیاز است تعیین شود عرض W_L بیضوی سست شدگی در یک برش افقی در افقی که بیضوی استخراج دارای حداکثر عرض W_T است می‌باشد (شکل ١٠-٣٦).



شکل ١٠-٣٦- هندسه ساده سازی شده روش تخریب در طبقات فرعی

عرض بیضوی سست شدگی در این افق بیانگر فاصله داری افقی تقریبی S_P دریفت‌های طبقه فرعی می‌باشد. با فرض این که روابط و اصول جریان ثقلی ایده‌آل شده (در شکل ١٠-١٥ نمایش داده شده) قابل استفاده برای روش تخریب در طبقات فرعی باشد، عرض کلی W_T بیضوی استخراج در روش تخریب در طبقات فرعی، حدود ٦٠ تا ٦٥ درصد عرض بیضوی سست شدگی در افقی که بیضوی استخراج دارای حداکثر عرض W_Tدر نظر گرفته می‌شود. عرض مزبور برای ارتفاع تا $h_T = 18m$ حدود ٪٦٠ می‌باشد.

برای ارتفاع بیشتر عرض W_T حدود ٪٦٥ می‌باشد، به همین دلیل فاصله‌داری تقریبی دریفت‌های طبقه فرعی S_D به این ترتیب است:

$$S_D < \frac{W_T}{0.6} \longleftarrow h_s \le 18m \quad \text{برای ارتفاع استخراج} \qquad ۸-۱۰$$

$$h_S > 18m \; S_D < \frac{W_T}{0.65} \longleftarrow \quad \text{برای ارتفاع استخراج} \qquad ۹-۱۰$$

معیار اصلی هندسی روش تخریب در طبقات فرعی به طور کلی توسط رابطه بین فاصله‌داری افقی دریفت‌های طبقه فرعی S_D و ارتفاع قائم طبقهٔ فرعی h_s مشخص می‌شود (شکل ۳۶-۱۰) برای روش تخریب در طبقات فرعی کلاسیک این رابطه به صورت زیر است:

$$S_D \le h_S \qquad ۱۰-۱۰$$

این بدان معنی است که شکل اصلی هندسی دارای یک شکل مربعی است، یا اینکه تنها تا اندازه بسیار کمی از شکل مربع منحرف می‌شود.

دقت بهبود یافته حفاری چال‌های بلند در سال‌های اخیر به یک تمایل برای افزایش ارتفاع لول‌های فرعی با هدف کاهش حجم عملیات آماده سازی منجر شده است. دویل کانه‌ریز می‌تواند در درون کانسنگ تا ارتفاعی بیشتر از ارتفاع استخراج ادامه پیدا کنند h_T، اما در این صورت ترقیق به سرعت افزایش خواهد یافت. روش تخریب در طبقات فرعی به صورت بزرگ مقیاس در ادامه این بخش مورد بحث قرار خواهد گرفت.

۱۰-۳-٤- ضخامت برش آتشباری شده

یک راهنمایی تقریبی برای ضخامت برش آتشباری شده b (بردن) در مقابل جبههٔ افق فرعی معمولاً به این صورت است که:که d_T در این فرمول، با استفاده از رابطه ۲۸-۲۰ بدست می‌آید. این رابطه می‌تواند به عنوان یک وسیله تخمین برای روش سنتی تخریب در طبقات فرعی استفاده شود. برای روش تخریب در طبقات فرعی بزرگ مقیاس، توسط دریل‌های جدید این امکان پدید آمده که چالهایی با عمق ٤۰ تا

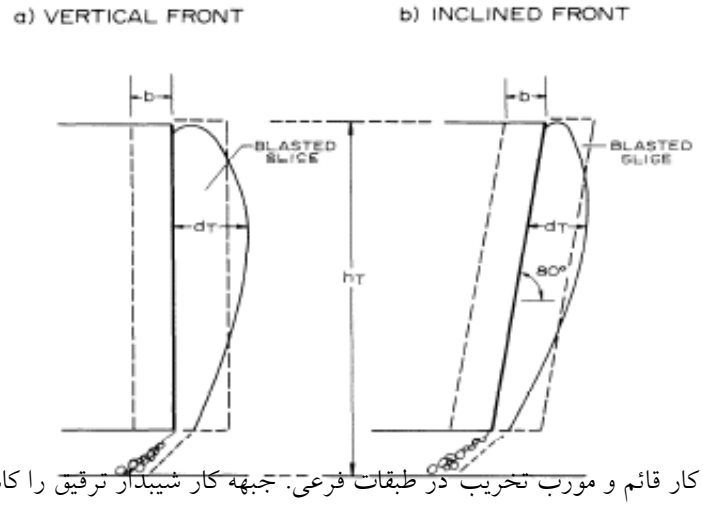
۶۰ متر، با دقت کافی حفر گردد، در این مورد روابط متفاوتی وجود دارد، چون خروج از مرکز بیضوی جریان ثقلی با افزایش ارتفاع بیضوی به سرعت افزایش می‌یابد.

۱۰-۳-۵- شیب پیشانی جبهه کار

پیشانی جبهه کار لول فرعی معمولاً قائم یا دارای شیب ۸۰ درجه است. این شیب نه تنها برای حفاری و خرج گذاری مناسب است بلکه برای حداقل کردن ترقیق نیز ایده آل است. تأثیر شیب جبهه لول فرعی در شکل۱۰-۳۷ نشان داده شده. که در شکل ۱۰-۳۷ *a*یک جبهه کار قائم داریم و در شکل ۱۰-۳۷ *b* یک جبهه کار شیبدار داریم. ارتفاع استخراج در هر دو مورد یکسان است.

در جبهه کار قائم (شکل ۱۰-۳۷ *a*) بیضوی استخراج به طور عمیق‌تر در سنگ باطله تخریب شده وارد شده است، این پدید به طور واضح وقتی که لول فرعی دارای ارتفاع زیادی است صادق است. زاویهٔ شیب ۸۰ درجه جبهه که در شکل ۱۰-۳۷ *b*نشان داده شده سبب یک آسیب در شکل جریان ثقلی می‌شود و در این حالت بیضوی استخراج بسیار لاغر تر از بیضوی استخراج در حالت قائم است. می‌توان گفت در این حالت بیضوی استخراج تمایل دارد تا درون برش کانسنگ آتشباری شده محاط شود.

در حالت جبهه کار مورب نفوذ بیضوی استخراج درون باطله تخریب شده کمتر بوده و به همین دلیل ترقیق در صورت استخراج کانسنگ در ارتفاع استخراج مشابه h_T، نسبت به حالت قائم کمتر است.



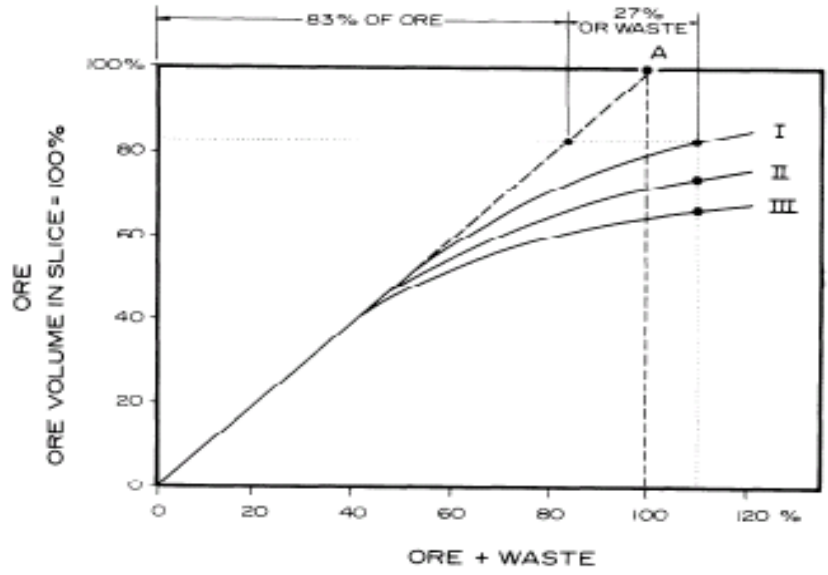
شکل ۱۰-۳۷ جبهه کار قائم و مورب تخریب در طبقات فرعی. جبهه کار شیبدار ترقیق را کاهش می‌دهد.

۱۰-۳-٦- استخراج و ترقیق

فرآیند ترقیق در روش تخریب در طبقات فرعی می‌تواند فرم‌های غیرقابل پیش بینی و غیرعادی داشته باشد. برای مثال جریان خروج یک مقدار مشخص از سنگ باطله تخریب شده، تقریباً در شروع استخراج کانسنگ که به دنبال آن جریان نرمال کانسنگ شروع می‌شود ممکن است رخ دهد و یا مشاهده اتفاقی توده‌های سنگ باطله در مراحل مختلف استخراج کانسنگ ممکن است دیده شود. دلیل چنین پدیده‌هایی هنوز به صورت قانع‌کننده مشخص نشده است، با این وجود بلوک‌های بزرگ مطمئناً دارای نقش زیادی هستند. در کانسنگی که تمایل به تشکیل حالت طاقی در بالای باز کننده استخراج دارد، احتمال زیاد می‌رود که ترقیق غیرعادی داشته باشیم.

فرآیند ایده‌آل توسعه ترقیق نرمال در روش تخریب در طبقات فرعی در شکل ۱۰-۳۸ به صورت تابعی از حجم کانسنگ و حجم مواد استخراج شده (حاوی کانسنگ و باطله تخریب شده) نشان داده شده است که به صورت درصدی از حجم برش کانسنگ بیان شده، حجم کل برش کانسنگ برابر با ٪۱۰۰ در نظر گرفته می‌شود. به صورت تئوریک بهترین استخراج با خط OA مشخص می‌شود. این بدان معنی است که بتوانیم ٪۱۰۰ کانسنگ را بدون مخلوط شدن باطله استخراج کنیم، چنین وضعیتی در عمل ممکن نیست.

شکل ۱۰-۳۸ سه نمونه مختلف از استخراج کانسنگ با ترقیق‌های گوناگون را نشان می‌دهد، که در آنها حجم‌های گوناگون باطله به همراه کانسنگ استخراج شده‌اند، استخراج کلی بهینه می‌تواند دارای ارزش‌های گوناگونی بر اساس ارزش کانسنگ و وضعیت کلی اقتصادی باشد. در شکل ۱۰-۳۸ فرض شده که استخراج پس از تخلیه ٪۱۱۰ حجم برش متوقف می‌شود.



شکل ۱۰–۳۸– فرآیند ساده سازی شده ترقیق در رو ش تخریب در طبقات فرعی. منحنی اول بیانگر استخراج خوب و منحنی سوم نشان دهنده استخراج بد با ترقیق بالا است

منحنی *I* در شکل ۳۸–۲–۲۰ بیانگر یک استخراج خوب است چرا که بازیابی کانسنگ ٪۸۳ بوده و تنها با ٪۲۷ باطله همراه است. منحنی*II* بیانگر موردی است که در آن توزیع حدود ٪۷۵ کانسنگ و ٪۳۷ باطله، برای استخراج کلی ٪۱۱۰ استخراج می‌شود. البته این نمونه به خوبی مورد قبلی نیست، اما در شرایط مشخص، به طور اساسی در نمونه‌هایی که یک فرآیند ساده و ارزان جداسازی باطله قابل استفاده باشد، قابل قبول است. منحنی *III* بیانگر نتیجه یک استخراج بد است. در این مورد برای تخلیه ٪۱۱۰ کل مواد، تنها ٪٦۵ از کانسنگ با ٪٤۵ باطله استخراج می‌شود.

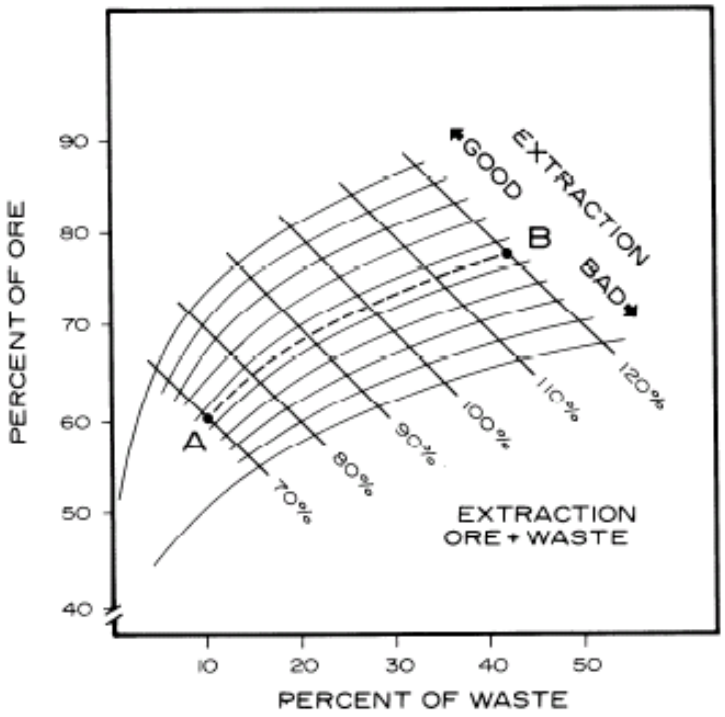
به عنوان یک راهنمایی برای ارزیابی استخراج (فرض شود ٪۱۱۰ کانسنگ و باطله استخراج شود) طبقه‌بندی زیر ارائه شده است:

۱– طبقه *I*: استخراج خوب است چون مقدار کانسنگ استخراجی حداقل ٪۸۰ و سنگ باطله کمتر از ٪۳۰ است.

۲– طبقه *II*: استخراج در موارد خاصی قابل قبول است، چون کانسنگ استخراجی حداقل ٪۷۵ بوده و باطله استخراجی بیش از ٪۳۵ نیست.

۳- طبقه *III* : استخراج ضعیف است، چون کانسنگ استخراجی حدود ٪۶۵ و باطله حدود ٪۴۵ یا بیشتر ترکیب استخراجی را تشکیل می‌دهد.

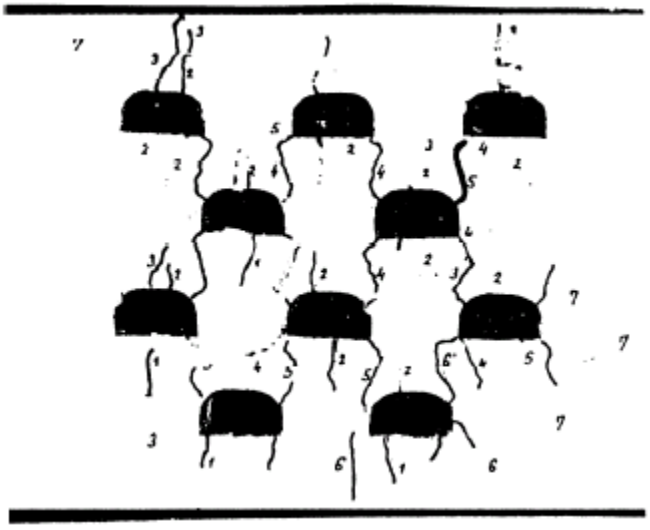
روند توسعه کلی ترقیق قبلاً در شروع فرایند ترقیق تعریف شده است، همچنین در این رابطه روابط تقریبی در شکل۱۰-۳۹ نشان داده شده است. برای مثال، اگر پس از استخراج ٪۷۱ مواد، ٪۶۰ آن کانسنگ و ٪۱۱ آن باطله باشد (نقطهٔ *A* در شکل ۱۰-۳۳)، می‌توان انتظار داشت با استخراج ٪۱۲۰ مواد (نقطهٔ *B*، شکل۱۰-۳۹) نسبت تقریباً ٪۷۷ کانسنگ و حداقل ٪۳۳ باطله می‌باشد. این مرز بین استخراج خوب و بد می‌تواند در کانه‌های گوناگون با عیارهای مختلف متفاوت باشد.مرز تخمینی بین استخراج خوب و بد در شکل ۱۰-۳۹ با خط *A-B* نشان داده شده است.



شکل۱۰-۳۹-چارت ساده سازی شده گسترش ترقیق

۱۰-۳-۷- پایداری بازکننده

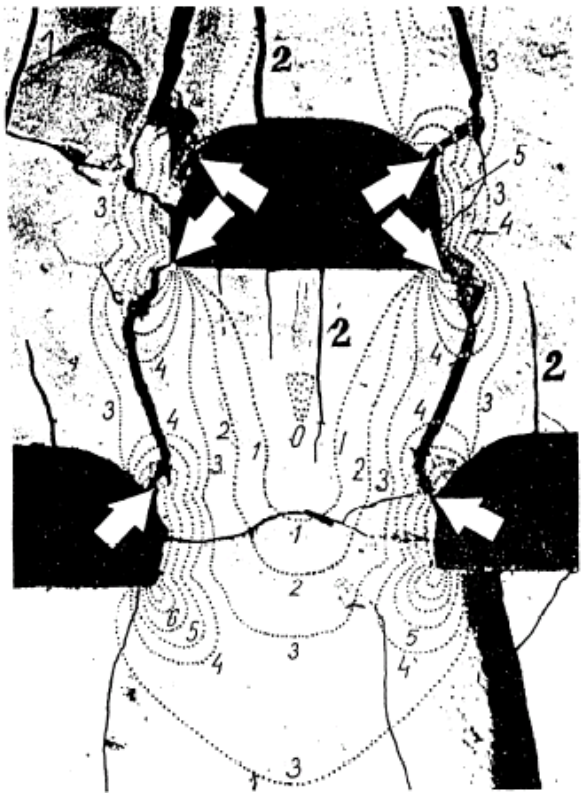
پایداری ساختار بازکننده در روش تخریب در طبقات فرعی معمولاً بسیار خوب است و به همین خاطر این روش می‌تواند به صورت ایمن در توده‌ها و کانسنگ‌های نسبتاً ضعیف استفاده شود. با این حال، لازم است بفهمیم که الگوی شطرنجی دریفت‌های طبقات فرعی یک توزیع خاص تنش را سبب می‌شود، که حدود پایداری ساختار را مشخص می‌کند. این ساختار شطرنجی دریفت‌ها منجر به تراکم زیاد تنش برشی در توده سنگ واقع بین نزدیک‌ترین گوشه‌های دریفت‌ها در لول‌های بالایی و پایینی می‌شود.



شکل ۱۰-۴۰- مدل گچی نشان دهنده رفتار شکست ساختار شترنجی دریفت‌های استخراج. شکست به سبب ترک‌های برشی بین ورودی‌های نزدیک به هم دریفت‌های طبقه فرعی که بر روی هم قرار دارند.

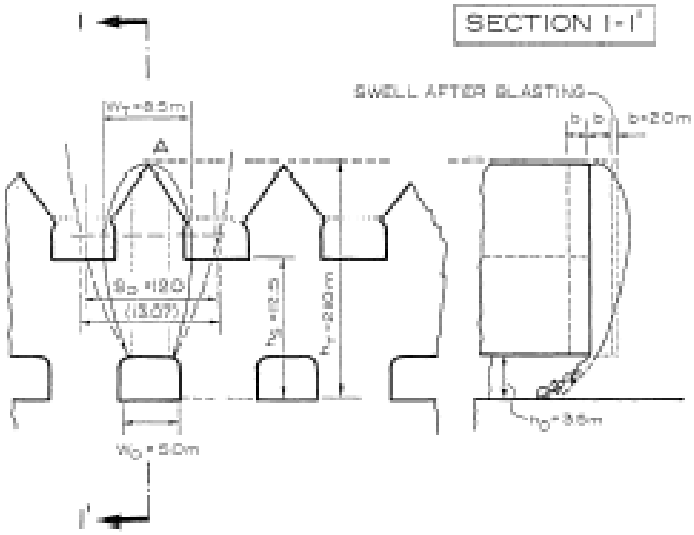
تحت شرایط بارگذاری مشابه، تراکم تنش با کاهش ارتفاع لول فرعی h_S و فاصله‌داری دریفت‌ها S_P و افزایش عرض دریفت طبقه فرعی W_P و افزایش ارتفاع دریفت طبقه فرعی h_P (شکل ۳۶-۲-۲۰)، افزایش می‌یابد. تحت شرایط بارگذاری بحرانی شکست ساختار طبقه فرعی توسط ترک‌های برشی بین نزدیک ترین گوشه‌های دریفت طبقه فرعی در لول بالایی و پایینی توصیف می‌شود. آرایش شاخص

ترک‌ها توسط یک مدل گچی در شکل ۱۰-٤۰ نشان داده شده است. تحلیل تفصیلی تنش به صورت جزئی می تواند با استفاده از روش اجزاء محدود یا سایر روش‌ها انجام شود.جهت و موقعیت ترک‌های شکست برشی ، ناحیه تراکم حداکثر تنش برشی را دنبال می‌کند. این حالت در شکل٤۱-۲-۲۰ نشان داده شده که در آن خطوط نقطه چین، خطوط همرنگی را نمایش می‌دهند که توسط یک مدل فتوالاستیکی با ابعاد یکسان و بارگذاری یکسان که با مدل گچی به دست آمده است. در شکل ٤۰-۲-۲۰ با افزایش رتبهٔ خط همرنگ (در شکل ۱۰-٤۱ با اعداد ۱و۲و۳ مشخص شده است) تنش برشی حداکثر نیز افزایش می‌یابد. به این دلیل با توجه به شکل ۱۰-٤۱ می‌توان دریافت ترک‌های برشی به میزان حداکثر تمرکز تنش برشی می‌باشد. لازم است تأکید کنیم که به کارگیری روش تخریب در طبقات فرعی در عمق زیاد نیاز به تحلیل‌های تنش و پایداری دقیق دارد تا بتوان یک هندسه ایمن را بدست آورد.



شکل۱۰-٤۱-جزئیات مدل گچی شکل قبل که با نقطه چین بر روی یک مدل فوتوالاستیک مشخص شده است. ترک‌های برشی اصلی مدل گچی در ناحیه حداکثر تجمع برش نشان داده شده با دانسیته حداکثر خطوط هم رنگ قرار دارد.

با توجه به مکان ناحیه شطرنجی و فاصله نسبتاً کوتاه بین دریفت‌های لول فرعی، آسیب وارده به توده سنگ اطراف در نتیجه عملکرد ضعیف حفر دریفت (دقت حفاری و آتشباری ناحیه و هندسهٔ دریفت) برای پایداری بسیار مهم است. به همین سبب انتخاب هندسه صحیح آتشباری کنترل شده مناسب بسیار حیاتی است، مخصوصاً مواردی همچون معدنکاری در کانسنگ و باطله ضعیف و در معدنکاری در اعماق زیاد. دقت در انتخاب هندسه صحیح، کنترل خطوط هم تراز دریفت‌ها و مکان دقیق دریفت‌ها، هنگامی که از روش تخریب در طبقات فرعی بزرگ مقیاس استفاده می‌کنیم ضروری است.



شکل۱۰-۴۲-هندسه لول فرعی شکل ۱۰-۱

۱۰-۳-۸- فاصله‌داری قائم دریفت‌های طبقه فرعی

دریفت استخراج لول فرعی باید در یک الگوی خانه به خانه واقع شود تا بتوان الگوی جریان ثقلی را در نظر گرفت. استفاده از روش سنتی استخراج از طبقات فرعی، در یک ناحیه قائم (شکل۱۰-۳۵) به این صورت است که دریفت‌های لول فرعی باید در ناحیه‌ای واقع شود که بیضوی استخراج دارای حداکثر عرض W_T باشد. در این حالت به صورت تقریبی $W_T = 2/3h_T$ می‌باشد، به طور کلی این ناحیه به طور تقریبی ارتفاع لول فرعی h_s را نشان می‌دهد (شکل۱۰-۳۵).

پس از استخراج یک پایه بکر (آتشباری نشده) از کانسنگ به شکل مثلثی (برش اریب) توسط چال‌های محدود شیبدار که دارای الگوی پروانه‌ای هستند شکل گرفته، بین دریفت‌های لول فرعی بـر روی لـول بالاتر باقی گذاشته می‌شود. این پایه معمولاً توسط کانسنگ آتشباری بر جای مانده در ناحیه عالی بالای پایه که پس از استخراج کانسنگ باقی مانده است، پوشانده شده. ضخامت این ناحیه انفعالی از کانسنگ آتشباری شده می‌تواند بسته به انحراف چالهای محدود در الگوی حفاری پروانه‌ای، عرض دریفت طبقه فرعی، فاصله داری دریفت‌های طبقه فرعی S_D (شکل۱۰-۳۵) و خواص و پارامترهای جریان ثقلی مواد درشت که شکل ناحیه انفعالی را تحت تأثیر قرار می‌دهد بستگی دارد.

کانسنگ آتشباری شده در ناحیه انفعالی می‌تواند تا اندازه‌ای از طریق استخراج در لول فرعی پایینی بازیابی شود. به این دلیل، ارتفاع کلی استخراج h_T برابر فاصله بین کف دریفت طبقه فرعی پایین‌تر و نقطهٔ رأس A می‌باشد، که توسط کانسنگ آتشباری شده برجای مانده در ناحیه انفعالی شکل گرفته است (شکل۱۰-۳۵). به دلیل اینکه مشخص کردن شکل و ابعاد ناحیه انفعالی مشکل است، ارتفاع کلی استخراج با توجه به تجربیات مشابه در شرایط یکسان تعیین می‌شود.

به عنوان قانون سرانگشتی پایین‌ترین ناحیه نقطهٔ راس A می‌تواند توسط رسم کردن خطی با زاویـه ٦٠ درجه از نقاط ۱ و ۲ بدست بیاید (شکل۱۰-۳۵)، حداقل انحراف این صفحات ٦٠ درجه است. بالاترین وضعیت این نقطهٔ اوج کف دریفت طبقهٔ فرعی بالاتر می‌باشد. ارتفاع بر اساس بزرگـی طـرح حفـاری می‌باشد.

۱۰-۳-۹- فاصله افقی دریفت‌های طبقه فرعی

یک فاصله‌داری افقی تقریبی S_D محوری دریفت طبقه فرعی می‌تواند با دانستن W_T, H_T تعیین شـود، این تخمین بر اساس به کار بردن رابطهٔ ایده آل بین بیضوی استخراج و ناپایداری می‌باشد که در شـکل

۱۵-۲-۲۰ نشان داده شده. به طور مشابه فرض شده خروج از مرکزی بیضوی و بیضوی ناپایداری ۲/۵ برابر بزرگتر از بیضوی استخراج است، عرض بیضوی استخراج ٪۴۰ عرض بیضوی واقعی ناپایداری است. (برای این شرایط ایده‌آل فرض شده، می‌توان عرض بیضوی ناپایداری را بر روی هر برش افقی بیضوی استخراج محاسبه کرد).

در روش تخریب در طبقات فرعی یکی از چیزهایی که نیاز است تعیین شود عرض W_L بیضوی ناپایداری در یک برش افقی در لولی که بیضوی استخراج دارای حداکثر عرض W_T می‌باشد (شکل ۱۰-۳۶).

عرض بیضوی ناپایداری در این لول بیانگر فاصله داری تقریبی افقی S_P دریفت‌های طبقه فرعی می‌باشد. فرض شده که روابط و اساس جریان ثقلی ایده‌آل شده (در شکل ۱۰-۱۵ نمایش داده شده) قابل استفاده برای روش تخریب در طبقات فرعی می‌باشد، عرض کلی بیضوی استخراج در روش تخریب در طبقات فرعی، حدود ۶۰ تا ۶۵ درصد عرض بیضوی ناپایداری در لولی که بیضوی استخراج دارای حداکثر عرض می‌باشد. عرض حدود ٪۶۰ برای ارتفاع تا $h_T = 18m$ می‌باشد.

در این مورد عرض W_T حدود ٪۶۵ می‌باشد، به همین دلیل فاصله‌داری تقریبی دریفت‌های طبقه فرعی S_D به این ترتیب است:

$$S_D < \frac{W_T}{0.6} \longleftarrow \quad \text{برای ارتفاع استخراج } h_s \le 18m \qquad ۱۰-۱۱$$

$$h_S > 18m \quad S_D < \frac{W_T}{0.65} \longleftarrow \quad \text{برای ارتفاع استخراج} \qquad ۱۰-۱۲$$

واحد اصلی هندسی روش تخریب در طبقات فرعی به طور کلی توسط رابطه بین فاصله‌داری افقی دریفت‌های طبقه فرعی و ارتفاع قائم طبقهٔ فرعی مشخص می‌شود (شکل ۱۰-۳۶)

این رابطه اینگونه است که:

$$S_D \le h_S \qquad ۱۳-۱۰$$

این بدان معنی است که واحد اصلی هندسی دارای یک شکل چهار ضلعی است، یا اینکه تنها تا اندازه‌ای از چهارچوب یک ساختار چهارضلعی خارج شده است.

دقت بهبود یافته حفاری چالهای بلند در سال‌های اخیر به یک تمایل برای افزایش ارتفاع لول‌های فرعی با هدف کاهش حجم عملیات توسعه منجر شده است. دویل کانه ریز می‌تواند در درون کانسنگ تا ارتفاعی بیشتر از ارتفاع استخراج(h_T) ادامه پیدا کنند، اما در این صورت ترقیق به سرعت افزایش خواهد یافت. روش تخریب در طبقات فرعی به صورت بزرگ مقیاس در ادامه این بخش مورد بحث قرار خواهد گرفت.

۷-۳-۵- ضخامت برش آتشباری شده

یک راهنمایی تقریبی برای ضخامت برش آتشباری شده b (بردن) جبهۀ لول فرعی معمولاً به این صورت است که:

$$b \le \frac{d_T}{2} \qquad ۱٤-۱۰$$

که در این فرمول، با استفاده از رابطه ۲۸-۱۰ بدست می‌آید. این رابطه می‌تواند به عنوان یک تخمین برای روش سنتی تخریب در طبقات فرعی استفاده شود. برای روش تخریب در طبقات فرعی بزرگ مقیاس، توسط دریل‌های جدید این امکان پدید آمده که چالهایی با عمق ٤٠ تا ٦٠ متر، با دقت کافی حفر گردد، در این مورد روابط گوناگونی وجود دارد، چون خروج از مرکز بیضوی جریان ثقلی با افزایش ارتفاع بیضوی به سرعت افزایش می‌یابد.

۱۰-۳-۱۰- شیب جبهه کار

جبهه اول فرعی معمولاً قائم یا دارای شیب ۸۰ درجه است. این شیب نه تنها برای حفاری و خرج گذاری مناسب است بلکه برای حداقل کردن ترقیق نیز ایده آل است. تأثیر شیب جبهه لول فرعی در شکل۱۰-۳۷ نشان داده شده. که در شکل ۱۰-۳۷a یک جبهه کار قائم داریم و در شکل ۱۰-۳۷ b یک جبهه کار شیبدار داریم. ارتفاع استخراج در هر دو مورد یکسان است.

در جبهه کار قائم (شکل ۱۰-۳۷ a) بیضوی استخراج به طور عمیق‌تر در سنگ باطله تخریب شده وارد شده است، این پدید به طور واضح وقتی که لول فرعی دارای ارتفاع زیادی است صادق است. زاویهٔ شیب ۸۰ درجه جبهه که در شکل۱۰-۳۷ b نشان داده شده سبب یک آسیب در شکل جریان ثقلی می‌شود و در این حالت بیضوی استخراج نازک‌تر از بیضوی نشست در حالت قائم است. می‌توان گفت در این حالت بیضوی استخراج تمایل دارد تا درون برش کانسنگ آتشباری شده پیشروی کند.

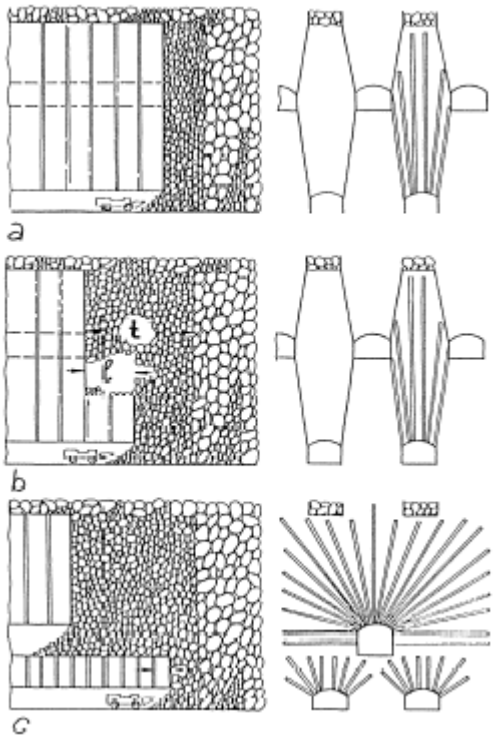
نفوذ بیضوی استخراج درون باطله تخریب شده کمتر است و به همین دلیل ترقیق با استخراج کانسنگ در ارتفاع استخراج مشابه h_T، نسبت به حالت قائم کمتر است.

۱۰-۳-۱۱- استخراج و ترقیق

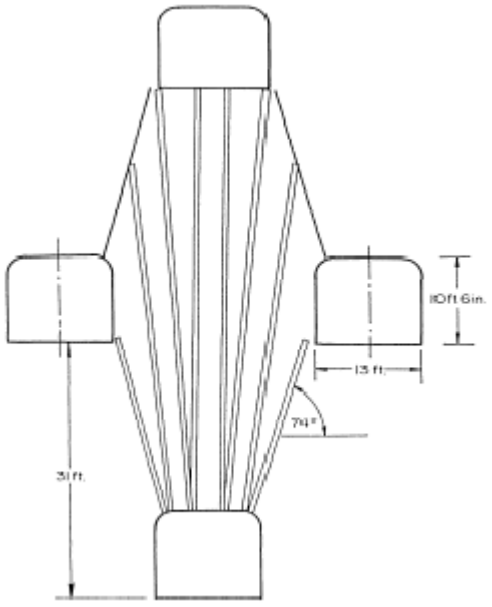
فرآیند ترقیق در روش تخریب در طبقات فرعی می‌تواند فرم‌های غیرقابل پیش بینی و غیرعادی به خود بگیرد. برای مثال جریان یک مقدار مشخص از سنگ باطله تخریب شده، تقریباً در شروع استخراج کانسنگ که با جریان نرمال کانسنگ یا مشاهده اتفاقی توده‌های سنگ باطله در مراحل مختلف استخراج کانسنگ ... دنبال می‌شود. دلیل چنین پدیده‌ای هنوز به صورت قانع‌کننده مشخص نشده است، با این وجود بلوک‌های بزرگ مطمئناً دارای اهمیت زیادی هستند. در کانسنگی که تمایل به حالت طاقی در بالای باز کننده استخراج دارد، احتمال زیاد می‌دهیم که ترقیق غیرعادی داشته باشیم.

فرآیند ایده‌آل توسعه ترقیق نرمال در روش تخریب در طبقات فرعی در شکل ۱۰–۲۸ در نتیجه حجم کانسنگ و حجم مواد استخراج شده (حاوی کانسنگ و باطله تخریب شده) نشان داده شده. به صورت درصد حجم برش کانسنگ می‌باشد که حجم کل برش کانسنگ برابر با ٪۱۰۰ است. به صورت تئوریک بهترین استخراج با خط OA مشخص می‌شود. این بدان معنی است که بتوانیم ٪۱۰۰ کانسنگ را بدون باطله استخراج کنیم، چنین وضعیتی در عمل ممکن نیست.

شکل ۱۰–۳۸ سه نمونه مختلف از استخراج کانسنگ با ترقیق‌های گوناگون را نشان می‌دهد، که این وضعیت‌ها همراه با حجم‌های گوناگون باطله است که به همراه کانسنگ استخراج می‌شوند، استخراج کلی بهینه می‌تواند دارای ارزش‌های گوناگونی بر اساس ارزش کانسنگ و وضعیت کلی اقتصادی باشد. در شکل ۳۸–۲–۲۰ فرض شده که استخراج پس از ریختن ٪۱۱۰ حجم برش متوقف می‌شود.



شکل۱۰-۴۴- انتخاب‌های گوناگون طراحی لول فرعی توسعه یافته در آپاتایت



شکل ۱۰-۴۵- الگوی حفاری در معادن کریجمونت

منحنی I در شکل ۱۰–۳۸ بیانگر یک استخراج خوب است چرا که بازیابی کانسنگ ٪۸۳ و تنها به همراه ٪۲۷ باطله است. منحنی II بیانگر یک نمونه است که در آن توزیع حدود ٪۷۵ کانسنگ و ٪۳۷ باطله، برای استخراج کلی ٪۱۱۰ می‌باشد. البته این نمونه به خوبی نمونه قبلی نیست، اما در شرایط مشخص، به طور اساسی در نمونه‌هایی که یک پرسهٔ ساده و پیش پا افتاده جداسازی باطله قابل استفاده است، قابل قبول می‌باشد. منحنی III بیانگر رفتار یک استخراج بد است. در این نمونه برای ریختن ٪۱۱۰ کل مواد، تنها ٪۶۵ از کانسنگ با ٪۴۵ باطله استخراج می‌شود.

به عنوان یک راهنمایی برای ارزیابی استخراج (فرض می‌کنیم ٪۱۱۰ کانسنگ و باطله استخراج شود) طبقه‌بندی زیر ارائه شده است:

۱– نمونه I : استخراج خوب است چون کانسنگ حداقل ٪۸۰ است و سنگ باطله کمتر از ٪۳۰ است.

۲– نمونه II : استخراج در نمونه‌های مشخصی قابل قبول است، چون کانسنگ حداقل ٪۷۵ است و باطله بیش از ٪۳۵ نیست.

۳– نمونه III : استخراج ضعیف است، چون کانسنگ حدود ٪۶۵ و باطله حدود ٪۴۵ یا بیشتر ترکیب را تشکیل می‌دهد.

توسعه کلی ترقیق قبلاً در شروع پرسهٔ ترقیق مشخص شده است. رفتارهای احتمالی در شکل ۱۰–۳۹ نشان داده شده است. برای مثال، اگر پس از استخراج ٪۷۱ مواد، ٪۶۰ آن کانسنگ و ٪۱۱ آن باطله باشد (نقطهٔ A در شکل ۱۰–۳۹)، می‌توان انتظار داشت با استخراج ٪۱۲۰ مواد (نقطهٔ B ، شکل۱۰–۳۹) نسبت تقریباً ٪۷۷ کانسنگ و حداقل ٪۳۳ باطله می‌باشد. این مرز بین استخراج خوب و بد می‌تواند در کانه‌های گوناگون با عیارهای گوناگون متفاوت باشد.مرز تخمینی بین استخراج خوب و بد در شکل۱۰–۳۹ با خط A-B نشان داده شده است.

۱۰-۳-۱۲- پایداری بازکننده

پایداری ساختار بازکننده در روش تخریب در طبقات فرعی معمولاً بسیار خوب است و به همین خاطر این روش می‌تواند به صورت ایمن در بافت‌های نسبتاً نرم استفاده شود. با این حال، لازم است درکی از که الگوی شطرنجی دریفت‌های طبقات فرعی که یک توزیع خاص تنش را سبب می‌شود، کـه حـدود پایداری ساختار را مشخص می‌کند، داشته باشیم.

این ساختار شطرنجی دریفت‌ها منجر به تراکم بالای تنش برشی در سنگ قرار گرفته بین نزدیک‌تـرین گوشه‌های دریفت‌ها در لول‌های بالایی و پایینی می‌شود.

تحت شرایط بارگذاری مشابه، تراکم تنش با کاهش ارتفاع لول فرعی h_S و کاهش فاصله‌داری دریفت‌ها S_P و افزایش عرض دریفت طبقه فرعی W_P و افزایش ارتفـاع دریفـت طبقـه فرعـی h_P (۱۰-۳۶)، افزایش می‌یابد. تحت شرایط بارگذاری بحرانی شکست ساختار طبقه فرعی توسط ترک‌های برشی بین نزدیک ترین گوشه‌های دریفت طبقه فرعی در لول بالایی و پایینی توصیف می‌شود. رفتار ترک ها توسط یک مدل خمیری در شکل ۱۰-٤۰ نشان داده شده است. تحلیل تنش به صـورت جزئـی مـی‌توانـد بـا استفاده از روش اجزاء محدود یا سایر روشها انجام گیرد.

جهت و موقعیت ترک‌های برشی شکست، ناحیه تراکم حداکثر تنش برشی را دنبال می‌کند. این حالت در شکل ۱۰-٤۱ نشان داده شده که در آن خطوط نقطه چین، خطوط همرنگی را نمایش مـی‌دهنـد کـه توسط یک مدل فتوالاستیکی با ابعاد یکسان و بارگذاری یکسان می‌باشد همانگونه که مدل ضـمیری در شکل۱۰-٤۱. با افزایش رتبهٔ خط همرنگ (در شکل ۱۰-٤۱ با اعداد ۱و۲و۳ مشخص شده است) تنش برشی حداکثر نیز افزایش می‌یابد. به این دلیل با توجه به شکل ۱۰-٤۱ ترک‌های برشی به میزان حداکثر

تجمع تنش برشی می‌رسند. نیاز به تاکید است که معرفی روش تخریب در طبقات فرعی در عمق نیاز به تحلیل‌های تنش و پایداری دقیق دارد تا بتوان یک هندسه ایمن را بدست آورد.

با توجه به ناحیه شطرنجی و فاصله نسبتاً کوتاه بین دریفت‌های لول فرعی، آسیب به توده سنگ در نتیجه عملکرد ضعیف حفر دریفت (دقت حفاری و آتشباری ناحیه و هندسهٔ دریفت) برای پایداری بسیار غیرقابل پیش‌بینی است. به همین سبب هندسه صحیح و ناحیه نسبی دریفت‌ها و آتشباری کنترل شده مناسب مخصوصاً در کانسنگ و باطله نرم و در معدنکاری در اعماق زیاد بسیار ضروری است. دقت هندسه صحیح، خطوط هم تراز کنترل شده دریفت‌ها و مکان دقیق دریفت‌ها، هنگامی که از روش تخریب در طبقات فرعی بزرگ مقیاس استفاده می‌کنیم ضروری است.

مثال : این وضعیت شامل تعیین یک هندسه تقریبی برای روش تخریب در طبقات فرعی، اطلاعات زیر داده شده است.

$W_D = 5m$ عرض دریفت طبقه فرعی

$h_D = 3.5m$ ا

کانسنگ آتشباری شده دارای دانسیته زیاد است

سقف صاف = شکل دریفت‌ها

راه حل: برای تعیین پارامترها و هندسه: ارتفاع استخراج کلی محاسبه شده است. شکل دریفت طبقه فرعی با سقف صاف برای استخراج کانسار مطلوب است، و عرض مؤثر استخراج دریفت طبقه فرعی (بر طبق ۱۰–۲۵) حدود ٪۷۰، W_D است، یعنی $a = W_D \times 0.7 = 5 \times 0.7 = 3.5$ با توجه به وضعیت دریفت طبقه فرعی، در جهت قائم (شکل ۱۰–۳۵ و ۱۰–۳۲)، ارتفاع تقریبی طبقه فرعی. $h_S = 12.5m$ با انطباق

شکل ۱۰–۳۵، دریفت طبقه فرعی، تقریبی در $2/3h_T$ واقع شده است، یعنی $2/3\times21=14m$. به دلیل اینکه برش دریفت کاملاً چهارضلعی شکل نیست و ارتفاع آن 3.5m است، کف آن تقریباً 1.5m پایین‌تر از $2/3h_T$ است. به این دلیل h_S می‌شود:

14-1.5=12.5m

عرض تئوری بیضوی استخراج W' برای ارتفاع استخراج کلی $h_T=21m$ با توجه به شکل ۱۰–۳۳ حدود $W=6.8m$ می‌باشد.

عرض و عمق کلی تقریبی بیضوی استخراج با استفاده از فرمولهای ۱۰–۷ به این ترتیب است:

$$W\le6.8+3.5-1.8=8.5m$$

$$d_T\le\frac{8.5}{2};d_T\le4.25$$

فاصله‌داری بودن با توجه به رابطهٔ ۱۰–۱٤برابر است با:

$$b\le\frac{4.25}{2};b\le1.12m$$

به دلیل اینکه ارتفاع کلی استخراج $h_T=21m>18m$ می‌باشد، فاصله‌داری افقی دریفت‌های طبقه فرعی با استفاده از رابطه ۱۰–۱۲ بدست می‌آید:

$$S_D<\frac{W_T}{0.65}=\frac{0.8}{0.65}=13.07M;S_D<13.07m$$

برای استخراج مناسب کانسنگ، حالتی مطلوب است که در آن ناحیه مجاور ناپایداری در ارتفاع حداکثر عرض W_T بیضوی استخراج پدید می‌آید. به همین دلیل فاصله‌داری بدین ترتیب خواهد بود:

$$S_D=12<13.07m$$

همانگونه که در شکل۱۰-٤۲ نشان داده شده هندسه کامل طرح تخریب در طبقات فرعی در مثال برابر است با:

ارتفاع طبقه فرعی $h_S = 12.5m$

فاصلهٔ افقی دریفت‌های طبقه فرعی $S_P = 12m$ می‌باشد. عرض کلی بیضوی استخراج، ارتفاع کلی بیضوی استخراج $W_T = 8.5m$ فرض شده است و به همین دلیل می‌باشد.

فاصلهٔ بردن $b = 2m < 2.12m$

باید تاکید کنیم که سیستم تعیین هندسه روش تخریب در طبقات فرعی که در این بخش مطرح شد بسیار ساده‌سازی است و صرفاً باید به عنوان یک راهنمایی به کار رود، این اطلاعات می‌تواند برای توسعه اساسی راه کار هندسه روش معدنکاری استفاده شود، به خصوص در مواردی که اطلاعات دیگری در دسترس نیست.

۱۰-٤- روش تخریب در طبقات فرعی بزرگ مقیاس

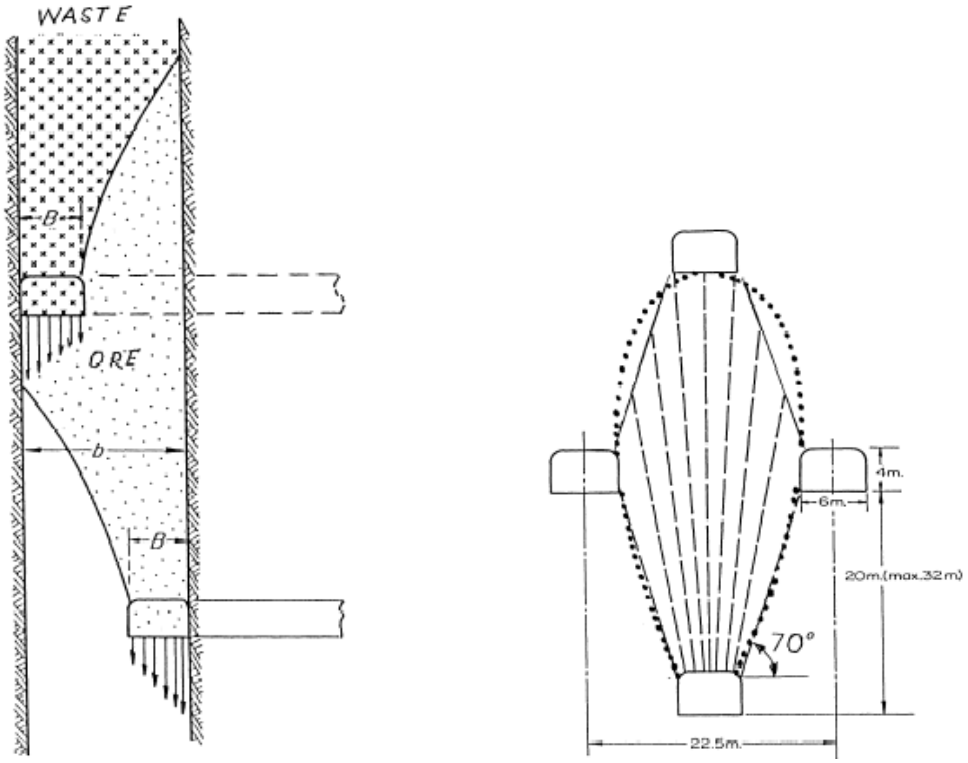
توسعهٔ تجهیزات مدرن با قدرت و کارائی بیشتر و خصوصاً توسعهٔ تجهیزات حفاری با کارائی بالا، نفوذ بالا، چالهای با دقت بالا به یک طرح‌های جدید حفاری در روش تخریب در طبقات فرعی منجر شد. گرایش به جایگزینی روش قدیمی حفاری بادبزنی با روشی که بیشتر از چالهای موازی استفاده می‌کند در بیشتر نقاط دنیا شروع شد. در اسناد بر جای مانده از سنپزیوم تخریب در طبقات فرعی در استوکهلم، یک طرح جدید حرافی در معدن کیارونای سوئد به کار رفت (شکل ۱۰-٤۳) (۱۹۷۲) در سمت چپ در الگوی حفاری قدیمی و در سمت راست طرح جدید انبار وجود دارد. یک ساختار هندسی بسیار مشابه در سنپوزیوم مشابه با استفاده از طرح به کار برده شده در معدن پیاریدج در ناحیه سولیوان توسط کمپانی

معدنکاری اجرا شده. یک طرح مشابه روش انبار با استفاده از ترکیب آپاتیت کیرو توسعه یافت که شامل افزایش ترکیب طراحی و سکانس آتشباری می‌باشد و در شکل ۱۰-٤٤ نشان داده شده.

شکل ۱۰-٤٤ aمعدنکاری در لایه‌های شامل یک برش به ضخامت 3.2m (قبل از استخراج)

شکل ۱۰-٤٤ bمعدنکاری در لایه‌های با آرایش پیش رفته. (ضخامت کانسنگ آتشباری شده و طول پایه ثابت است.

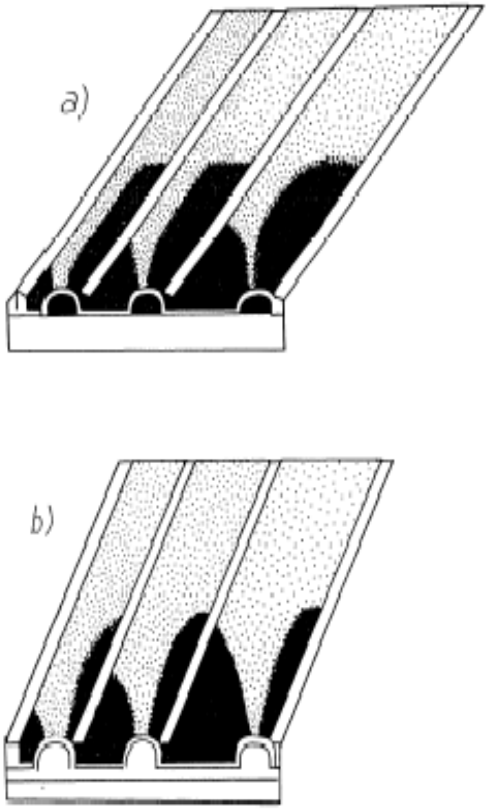
شکل۱۰-٤٤ c آتشباری توده‌ای پیشرفته بالای پایه ثابت با استفاده از چالهای انفجار به قطر 105mm و استخراج کانسنگ متورم در فاز اول و در فاز دوم انفجار و استخراج پایه‌های ثابت و کانسنگ خرد شده قرار گرفته در قسمت بالا.

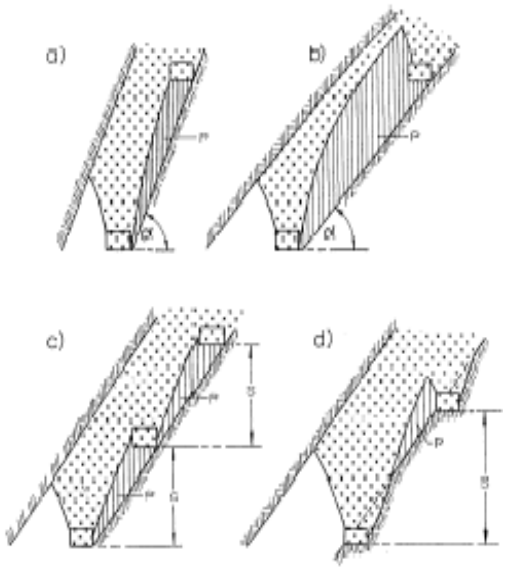


شکل۱۰-٤٦ الگوی حفاری روش تخریب درشکل۱۰-٤٧- مطلوب ترین مکان دریفت‌های طبقه فرعی طبقات فرعی بزرگ مقیاس در مالمبرگت.در توده ماده معدنی نازک و کم و بیش قائم که به روش تخریب در طبقات فرعی طولانی استخراج شده است.

شکل ۱۰-٤٥ یک مثال با اصول مشابه الگوی حفاری، همانگونه که در معادن کاریوگومنت کانادا استفاده می‌شود را نشان می‌دهد. الگوی مورد بحث در شکل‌های ۱۰-٤۳ تا ۱۰-٤٥ معرف چالهای طولانی‌تری نسبت به چالهایی است که در روش سنتی تخریب در طبقات فرعی استفاده می‌شود.

کم و بیش چالهای موازی سبب خردایش بهتر و یکنواخت‌تر می‌شود، چالهای شیبدارتر در هر دو صفحهٔ لغزنده الگوی حفاری بادبزنی اثر مناسب‌تری در جریان ثقلی دارد اما در اساس جریان ثقلی تغییری ایجاد نمی‌کند (شکل۱۰-٤٦) همانگونه که در شکل ۱۰-٤٦ مشخص است، حتی کف شیبدار با زاویه ٦۰ درجه، ناحیه جریان ثقلی را تحت تاثیر قرار نمی‌دهد.





شکل۱۰-٤۸-مدل‌های روش تخریب شکل۱۰-٤۹- ناحیه انفعالی با توجه به شیب توده ماده معدنی در طبقات فرعی بلند. ضخامت ماده معدنی و موقعیت دریفت‌های طبقه فرعی

جریان ثقلی در روش تخریب در طبقات فرعی می‌توانند به طور مطلوب، هنگامی که چال‌های خارجی دارای الگوی حفاری بسیار شیبدار هستند، که دارای زاویه‌ای ٦٥، ٧٠ و ٧٥ درجه بر اساس درشتی مواد، تأثیر داشته باشد. با چنین زاویه شیبی، قسمت بزرگتر کانسنگ آتشباری شده درون بازکننده استخراج (دریفت) جریان می‌یابد، به همین سبب ترقیق کاهش می‌یابد. چنین زاویه شیبی شکل جریان ثقلی را که توسط آن دریفت‌های طبقه فرعی میانی که در میان ارتفاع بیضوی استخراج قرار دارند را تعیین می‌کند. به منظور کاهش حجم عملیات پرخرج پیشروی (دریفت‌های طبقات فرعی و دریفت‌های حمل و نقل)، معدن LKAB-Malmberget یک روش بزرگ مقیاس تخریب در طبقات فرعی ارائه کرد، هندسه این روش در شکل ١٠-٢٦ نشان داده شده است. ارتفاع طبقه فرعی ٢٠ متر می‌باشد، فاصلهٔ افقی بین محورهای دریفت‌های طبقه فرعی ٢٢.٥ متر است و عرض دریفت فرعی ٦ متر است. چالهای خارجی الگوی حفاری پره‌ای دارای زاویه ٧٠ درجه نسبت به سطح افق است، قطر چالهای حفاری 100 mm است. حتی این هندسهٔ بزرگ بیضوی استخراج (شکل ١٠-٣١) بر طبق قاعده جریان ثقلی همانگونه که در شکل نشان داده شده می‌باشد. برای شبیه‌سازی بهتر، شکل تیپیک بیضوی استخراج در (خط چین) روی پروانه حفاری مشخص شده است. وضعیت مشابه حتی برای ابعاد بزرگ‌تر که در شکل ١٠-٤٦ در پرانتز نشان داده شده برقرار است. به منظور تطابق با پارامترهای جریان ثقلی، چنین روش تخریب در طبقات فرعی بزرگ مقیاسی می‌تواند نتایج مناسبی داشته باشد، به خصوص هنگامی که دو یا بیش از دو بردن (برش) برای اطمینان حاصل کردن از ضخامت کافی کانسنگ خرد شده داریم. به طور طبیعی تخریب در طبقات فرعی با هندسه بزرگ مقیاس برای استفاده در کانسنگ مگنتیت، در حالتی که اختلاط با استفاده از یک جداسازی ساده و ارزان بالانس می‌شود یک روش مطلوب است.پ

۱۰-۵- روش تخریب در طبقات فرعی طولی:

در موارد مشخص روش تخریب در طبقات فرعی می‌تواند با موفقیت برای استخراج تـوده‌هـای مـواد معدنی نازک به کار رود. در چنین شرایطی مکان شیبدار دریفت‌های طبقه فرعی دارای ارزش است و به همین سبب دریفت‌های طبقه فرعی باید در یک جهت طولی واقع شود.

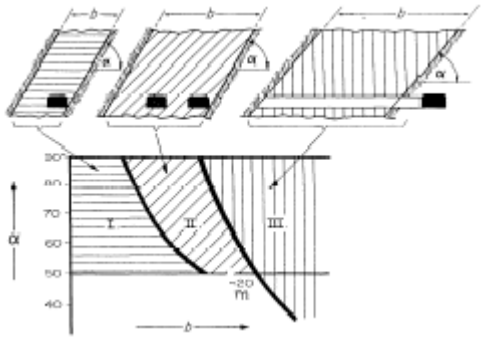
وقتی توده ماده معدنی کم و بیش قائم است و عریض‌تر از دریفت‌های طبقه فرعی می‌باشد، دریفت طبقه فرعی باید نسبت به توده ماده معدنی آنطوری که در شکل ۱۰-٤۷ نشان داده شـده قـرار گیـرد. چنـین طرحی سبب حداقل شدن از دست رفتن کانسنگ و کاهش ترقیق می‌شود. یک توده ماده معدنی قائم یا بسیار شیبدار مطلوب‌ترین حالت برای تخریب در طبقات فرعی طولی می‌باشد.

وقتی لایه توده ماده معدنی شیبدار است، باید بدانیم که جریان ثقلی به طور اساسی تحت تأثیر شیب توده معدنی قرار دارد، (فوتوال و هنگینگ وال) البته جریان ثقلی تحت تأثیر عرض لایه توده ماده معدنی نیز می‌باشد. شاید ساده‌ترین تأثیر زاویه شیب و عرض توده ماده معدنی را بتوان در بخش در شکل ۱۰-٤۸ دید. در روش تخریب در طبقات فرعی، رفتار جریان ثقلی، تابع شیب توده ماده معدنی با عرض توده ماده معدنی در شکل‌های مربوطه با ابعاد و اشکال متفاوت در نواحی سیاه رنگ انفعالی نشان داده شده.

شکل نشان دهنده ناحیه انفعالی در لایه‌های کانسنگ سه ضخامت متفاوت با شیبداری کم می‌باشد. این شکل همچنین نشان دهنده سه توده ماده معدنی (لایه) در نمونه a می‌باشد، اما در نمونه b شیب ماده معدنی زیاد است. یک مقایسهٔ مستقیم سه ضخامت مختلف با استفاده از شیب یکسان همچنین ضخامت یکسان و شیب‌های مختلف، رفتار جریان ثقلی را با استفاده از نواحی انفعالی آن نشان می‌دهد.

این مسئله با توضیحات بیشتر در شکل‌های ۱۰-٤۹ a,b,c,d نشان داده شده. این چهار نمونه همچنـین ناحیه انفعالی را p به عنوان یک تابع از شیبی توده ماده معدنی و جایگاه دریفت نشان می‌دهند.

روش تخریب در طبقات فرعی طولی معمولاً برای لایه‌های ماه معدنی شیبدار و برای توده مواد معدنی نسبتاً نازک کاربرد دارد. عرض حداکثر لایه کانسنگ حدود ۲۰ متر است. برای چنین ضخامتی مفید خواهد بود که (به منظور افزایش بازیابی) از دو دریفت طبقهٔ فرعی در هر طبقهٔ فرعی استفاده کنیم. یک رابطهٔ بسیار تقریبی بین شیب توده ماده معدنی، ضخامت آن و طرز جانمایی لول‌های فرعی (روش طولی تخریب در طبقات فرعی یا روش اریب تخریب طبقات فرعی) در شکل ۱۰-۵۰ نشان داده شده است.



شکل ۱۰-۵۰- روش تخریب در طبقات فرعی طولانی با توجه به شیب توده ماده معدنی و عرض توده ماده معدنی

۱۰-٦- ترکیب روش تخریب در طبقات فرعی با سایر روش‌ها:

روش تخریب در طبقات فرعی می‌تواند در خیلی از موارد به عنوان یک روش برای فاز دوم استخراج استفاده شود، به خصوص وقتی که ارزش کانسنگ به اندازه کافی زیاد است. همچنین روش تخریب در طبقات فرعی می تواند در مقام موارد اطاق (کارگاه) و پایه، معدنکاری در ذخیره‌های معدنی مسطح، تحت شرایط اقتصادی مطلوب استفاده شود شرایط لازم این است که اطاق‌ها پر شده است و قابل دسترسی هستند، هنگامی که توسط دریفت‌های طبقه فرعی حفر می‌شوند به اندازه کافی پایدار باشند. دریفت طبقه فرعی بر روی محور طولی پایه قرار دارد و کف اطاق‌های کنار هم را دنبال می‌کند (می‌تواند مسیر زیرکف باشد).

این روش می‌تواند برای بازیابی پایه‌های باقی‌مانده (و پایه‌های ثابت) کارگاههایی که پر می‌شوند استفاده شود. در این حالت، داشتن یک توده ماده معدنی شیبدار با بسیار شیبدار، پس از استخراج اولیه در کارگاههای پر شده دارای امتیاز است. همچنین روش تخریب برای بازیابی پایه‌ها (بین ۱۰ تا ۱۱ متر ضخامت) بین کارگاههای پر شده در معدن Kamoto که توسط شرکت GECAMINES/EXPLOITATION در زیر ما بین دو لایه موازی کانسنگ دارای ضخامت ۱۵ متر و دارای شیب ۳۵-۳۰ درجه انجام گرفت. لایه‌های کانسنگ با ضخامت 15 متر با سنگ‌های باطله به ضخامت ۱۵ متر از یکدیگر جدا شده‌اند. ترکیب کارگاههای پر شده (با جهت معدنکاری بالاسری) و روش تخریب در طبقات فرعی (با جهت معدنکاری رو به پایین) ما را قادر می‌سازد بیش از ۷۲٪ کانسار را بدون اختلاط و حتی تا ۸۲ تا حداکثر ٪۸۵ کانسار را استخراج کنیم. تعدادی از معادن موجود هستند که پس از اتمام فاز استخراج معدن توسط روش تخریب در طبقات فرعی بازیابی شده‌اند.

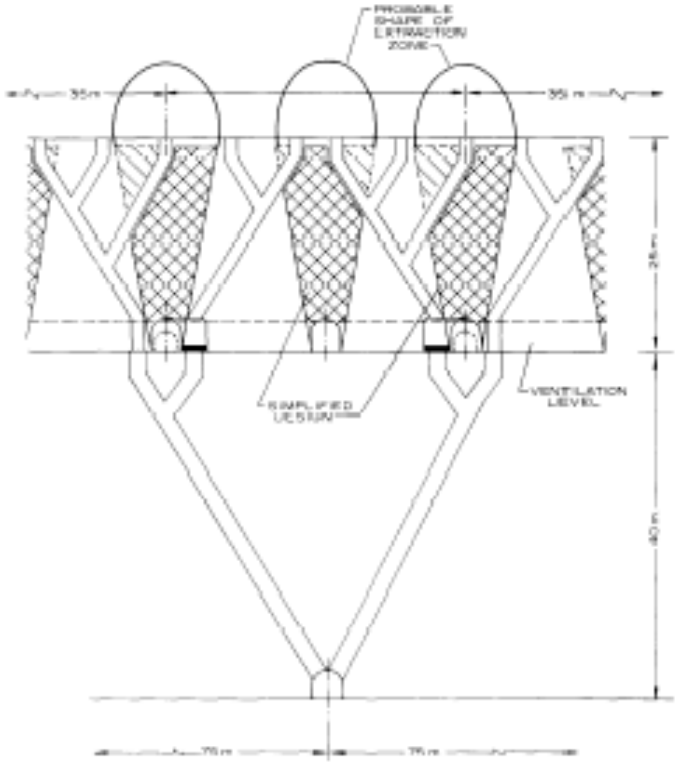
روش تخریب در طبقات فرعی می‌تواند در بازیابی پایه‌های ثابت باقی‌مانده و ناحیه انفعالی کانسنگ باقی مانده بالای پایه‌های ثابت، که در بالای دریفت‌های حمل و نقل در یک ناحیه تخریبی پیوسته (بخش ۳-۲۰) قرار دارد، با موفقیت زیادی استفاده شود.

در هنگام استخراج کانسنگ به روش تخریب پیوسته وقتی استخراج کانسنگ کامل شد، سنگهای باطله‌ای که در دریفت‌های واریز قرار دارد تخلیه می‌شود.

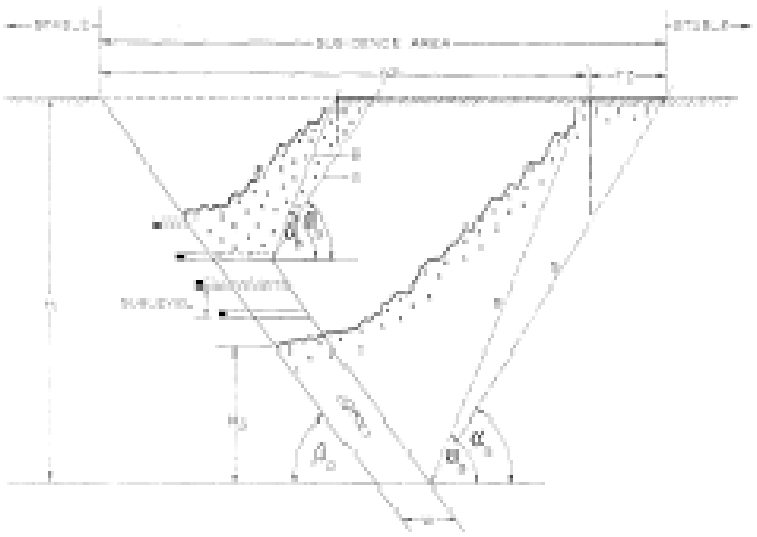
فرض بر این است که ناحیه نسبتاً زیاد انفعالی کانسنگ خرد شده و پایه ثابت بالای لول تولید (استخراج) به این ترتیب استخراج شود، لول استخراج پایینی سؤال برانگیز است، به خصوص با توجه به ارتفاع خیلی زیاد روش تخریب در طبقات فرعی مدرن، شرایط برای بازیابی وقتی که لول استخراج (تولید) روش تخریب در طبقات فرعی برای لودرهای LHD ساخته می‌شوند. این مسئله‌ها را قادر می‌سازد تا به

سادگی و با هزینه کم قسمت عمده‌ای از کانسنگ باقی مانده را بازیابی کنیم، چرا که گرانترین قسمت (درفت بزرگ مقیاس) در آن‌جا قرار دارد و در حال حاضر برای استخراج در روش تخریب در طبقات فرعی برای آن هزینه شده است.

یک راه حل اساسی توسط تیم مهندسی در دپارتمان طراحی معدن و مهندسی معدن (EI Teniente) که توسط کمپانی CODELCO در شیلی انجام گرفت، برای بازیابی بعد از روش تخریب در طبقات فرعی ثقلی سنتی استفاده شد. در این مورد لولی که در زیر قرار دارد ۲۵ متر زیر لول استخراج جدید قرار دارد و به طور نسبی اصلاح شده و به عنوان یک لول دریفت‌های طبقه فرعی مورد استفاده قرار می‌گیرد. حتی در این الگو تمام کانسنگ باقی مانده استخراج نمی‌شود اما این الگو بسیار موثر و ارزان است، چرا که روش تنها نیاز به الگوی حفاری پره‌ای و تخریب دارد. تمام زیر ساخت‌های دیگر برای روش تخریب در طبقات فرعی در این الگو موجود است، به این دلیل که با توسعه بلوک این مسئله تحقق می‌یابد.



شکل ۱۰-۵۱--بازیابی اصلی کانسنگ باقی مانده پس از روش تخریب در طبقاط فرعی سنتی در معدن تنینت.



شکل ۱۰-۵۲- تخریب تدریجی رونده و نشست دیواره بالایی و دیواره پایینی به دلیل روش تخریب در طبقات فرعی.

۱۰-۷- تأثیرات سطحی روش تخریب در طبقات فرعی

با در نظر گرفتن محدودیت‌های زیست محیطی، شرایط اصلی برای اجرای روش تخریب در طبقات فرعی این است که یک تغییر شکل اجتناب ناپذیر (نشست) است. روش تخریب در طبقات فرعی ریزش پیش رونده، تخریب و نشست لایه‌های پوشان سنگ بالایی که توسط عملیات معدنکاری قطع شده است را به ما تحمیل می‌کند. در بخش بعد توسعه ناحیه آسیب دیده تشریح خواهد شد.

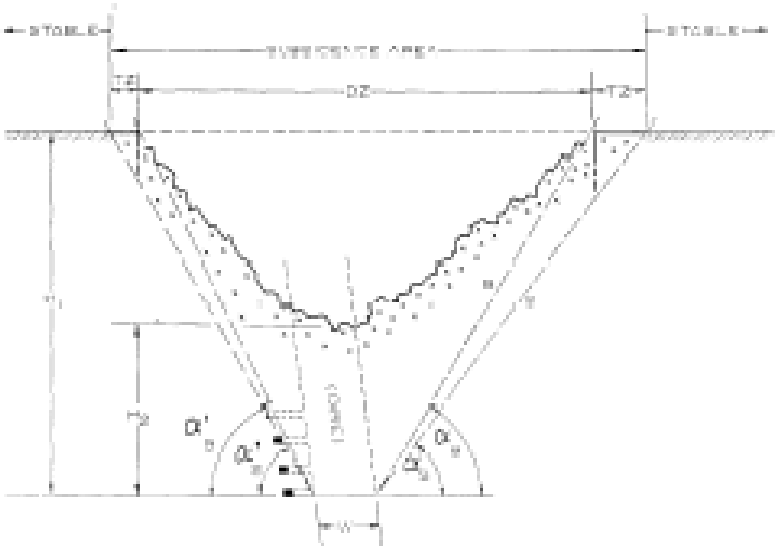
۱۰-۷-۱- شکل، اندازه و گسترش آشفتگی

شکل، اندازه و بزرگی شکست پیش رونده و تخریب بستگی به عوامل زیادی دارد. شاید مهمترین این عوامل شیب توده ماده معدنی B_0، عرض توده ماده معدنی W، عمق H_1 لول پایینی که در آینده معدنکاری می‌شود، H_2 ارتفاع سنگ باطله تخریب شده که نیروهای طاقی را که در برابر شکست مقاومت می‌کند تشکیل می دهد، مقاومت برشی توده سنگ که شکست پیش رونده تاثیرگذار است، توسط مقاومت مؤثر چسبندگی مشخص می‌شود و دانسیته توده سنگ باطله γ.

وقتی شیب توده ماده معدنی یک شیب فوتوال پایدار را ایجاد می‌کند، شکست پیش رونده و تخریب تنها در دیواره بالایی (hanging wall) مشاهده می‌شود (شکل ۱۰-۵۲). معدنکاری یک توده ماده معدنی قائم یا یک توده ماده معدنی با شیب تند، سبب شکست پیش رونده در دیواره بالایی و پایینی می‌شود. (شکل ۱۰-۵۳). یک مکانیزم ساده شده از شکست پیش رونده توسط صفحهٔ جداکننده $\beta`$ با زاویه α_β و صفحهٔ لغزش S با زاویه α_S مشخص شده است. حیطهٔ این زاویه تابع یک رابطهٔ مشخص بین $H_1, W, H_2, C, \phi, \gamma, \alpha$ می‌باشد.

همانگونه که در شکل ۱۰-۵۲ و ۱۰-۵۳ مشخص است ناحیهٔ تغییر شکل یافتهDZ توسط تقاطع صفحه تفکیک B با سطح می‌باشد.

بین تقاطع صفحهٔ تفکیک B و سطح لغزش S با سطح، ناحیهٔ اصطلاحاً انتقالی TZ واقع شده است. حتی این ناحیه برای موقعیت هر ساختار نفوذکننده‌ای به اندازه کافی پایدار نیست. برخورد صفحهٔ لغزنده با سطح مرز ناحیه نشست را تشکیل می‌دهد. به طور طبیعی سطح پایدار خارج از ناحیه نشست واقع شده است.



شکل ۱۰-۵۳- تخریب پیش رونده و نشست به دلیل تخریب در طبقات فرعی ، در دیواره بالایی و پایینی.

برای موقعیت ایمن ساختارهای نفوذی در سطح (چاه قائم، متمرکز کننده، ساختمان، سد باطله، سدها و ...) و زیرزمین (واحد فردایش، ایستگاه پمپ، کانه ریزهای اصلی، مکان عبور باطله (ریزشگاه باطلـه)، تونل‌های نفوذی و دریفت‌های نفوذی و ...)، مشخص کردن پی آمد روش تخریب در طبقات فرعی که برای مشخص کردن ناحیه ناپایدار شکست پیش رونده (محدود شده توسط صفحات لغزش) و ناحیـه نشست به کار می‌رود لازم است. تمام سازه‌های مهم باید خارج از این ناحیه واقع شوند.

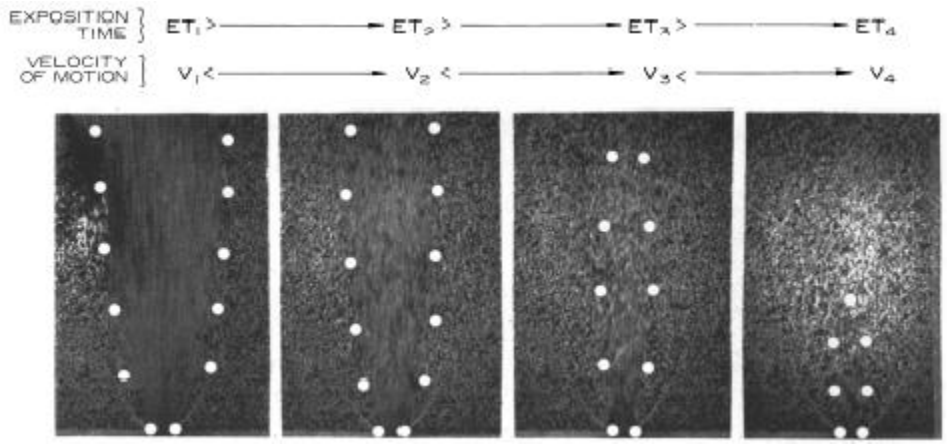
۱۰-۸- سایر مسائل

۱۰-۸-۱- آشفتگی حرکت در جریان ثقلی

شکل‌های ۱۱-۲-۲۰ تا ۱٤-۲-۲۰ بیانگر اساس جریان ثقلی برای مواد دانه ریز و دانه درشت که به طور آزاد از بازکننده‌های استخراج جریان می‌یابد می‌باشد. شکل‌هـای ۱۱-۲-۲۰ و ۱۲-۲-۲۰ نشـان دهنـده اصول توزیع سرعت حرکت ذرات در جریان ثقلی می‌باشد. سرعت حرکت در فواصل کمتر از بازکننده استخراج و از محور قائم جریان ثقلی بیشتر است.

به طور معکوس، سرعت حرکت ذرات در فاصله بیشتر از باز کننده استخراج و خط مرکزی جریان ثقلی (محور قائم) کاهش می‌یابد. ذرات مواد درشت خارج از خطوط هم وزن بیضوی ناپایداری یا خارج از ناحیه فعال بدون حرکت هستند برای کامل کردن و تصور و فهم بهتر حرکت ذرات در جریان ثقلی شکل تقریبی بیضوی نواحی جریان در سرعت‌های متفاوت می‌تواند در یک مدل نشان داده شود (شکل ۱۰-٥٤). در این مدل که دارای یک جریان ثقلی ثابت است (دریچه خروجی باز است و مدل به صورت پیوسته از بالا پر می‌شود) نواحی با سرعت‌های گوناگون می‌توانند با استفاده از عکس برداری با زمان ظهور متفاوت مشخص شود. رابطه بین سرعت ذرات و زمان ظهور عکس سبب می‌شود حرکت ذرات بر روی فیلم و عکس به صورت خط مشخص شود. افزایش زمان ظهور سبب سرعت کمتر ذرات که بر

روی فیلم اثر می‌گذارد (ضبط می‌شود) می‌شود. با کاهش زمان ظهور،تمام ذرات دارای سرعت حرکت کمتر از نسبت بین سرعت ظهور عکس و سرعت حرکت، که کاهش می‌یابد، در عکس با ثابت شدن ذرات به نظر می‌رسد. شکل ۱۰-٥٤ چهار نمونه را که در آنها زمان ظهورET به ترتیب کاهش یافته است را نشان می‌دهد. نواحی سرعت حرکت ذرات $V_1 < V_2 < V_3 < V_4$ که در زمان‌های ظهور $ET_1 > ET_2 > ET_3 > ET_4$ بدست آمده است. مرز این نواحی سرعت توسط لکه‌های سفید رنگی مشخص شده است.



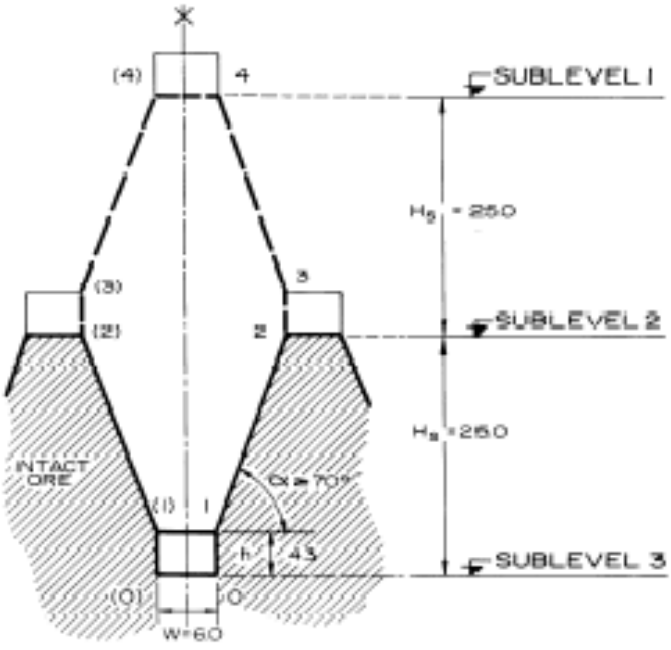
شکل ۱۰-٥٤- سرعت‌های گوناگون نواحی حرکت برای مواد درشت بالای خروجی . مواد از میان خروجی به طور پیوسته خارج می‌شود و به دنبال آن انباره پر می‌شود. نواحی سرعت حرکت در عکس با زمان‌های ظهور متفاوت قابل مشاهده است.

۱۰-۸-۲- روش تخریب در طبقات فرعی به همراه فواصل عمودی بزرگ بین طبقات فرعی

همانگونه که راجع به شکل‌های ۱۰-۵ و ۱۰-٦بحث شد شیب کف انباره ٤٥ یا ٦۰ درجه نسبت به راستای افق، پارامترهای جریان ثقلی یا پدید آمدن ناحیه انفعالی را تحت تاثیر قرار نمی‌دهد. کف انباره با شیب زیاد لزوما برای حذف کردن یا کاهش ناحیه انفعالی در انباره‌های دارای مواد درشت به کار می‌رود. برای مثال، به منظور به دست آوردن یک جریان ثقلی قابل قبول (بدون ناحیه انفعالی) از گلوله‌های آهنی (کروی شکل) در گلوگاه چاه استفاده می‌شود، افزایش شیب کف گلوگاه حداقل تا ۷۷ درجه ضروری

است (Kavapil 1967). یک وضعیت مشابه بر روی اجرای هندسه اساسی روش تخریب در طبقات فرعی با فواصل زیاد قائم بین طبقات فرعی رخ می‌دهد.

واحد اصلی تخریب در طبقات فرعی توسط هندسه جبهه لول فرعی بر روی برش قائم مورب تعیین می‌شود. شکل ۱۰–۵۵نشان می‌دهد که هندسه توسط نقاط ۰ و۱ و۲ و۳ و٤ و (۰) و (۱) و (۲) و (۳) و (٤) با شیب α برای چالهای خارجی الگوی حفاری پره‌ای (شیب سنگ بکر را شکل می‌دهد) و توسط عرض W و ارتفاع h دریفت طبقه فرعی مشخص می‌شود، طبیعتا فاکتور مهم زاویه α است. با افزایش ترک‌های ریز و مواد نرم در مواد درشت زاویه باید تا میزان ۷۵ درجه افزایش بیابد. با توجه به انواع گوناگون مواد درشت (شکل ۱۰–۲) برای ماده نوع I و II زاویه ۷۰ درجه و یا کمتر باید استفاده شود و برای مواد نوع IV زاویه تقریبا برابر با $\alpha = 75$ درجه انتخاب می‌شود. این روش تعیین هندسه روش تخریب در طبقات فرعی به عنوان یک تقریب اولیه است. برای طراحی در مراحل بالاتر نیاز به مطالعات بیشتر با استفاده از اصول تعیین شده در قسمت قبل است.



شکل ۱۰–۵۵ اصول واحد هندسه روش تخریب در طبقات فرعی با فاصله زیاد قائم بین لول‌های فرعی

۱۰-۸-۳- اهمیت هندسه دقیق روش تخریب در طبقات فرعی

اهمیت هندسه دقیق روش تخریب در طبقات فرعی در بهبود کارایی معدنکاری باید تاکید شود. هر انحرافی از الگوی منظم هندسه روش تخریب در طبقات فرعی (موقعیت دریفت‌های طبقه فرعی نسبت به یکدیگر، به علاوه دقت، نظم و شکل متقارن برش دریفت طبقات فرعی) می‌تواند سبب آشفتگی در خردایش جریان ثقلی و پایداری شود. این انحراف می‌تواند سبب کاهش بازیابی، افزایش ترقیق و افزایش هزینه‌ها برای تقویت دریفت‌ها و نگهداری شود.

مثال : این مسئله شامل تعیین هندسه تقریبی برای روش تخریب در طبقات فرعی، با اطلاعات داده شده در زیر است.

عرض دریفت طبقه فرعی $W_D = 5m$

ارتفاع دریفت طبقه فرعی $h_D = 3.5m$

کانسنگ آتشباری شده دارای دانسیته زیاد است

شکل دریفت ها = سقف صاف

راه حل: برای تعیین پارامترها و هندسه: ارتفاع استخراج کلی $h_T = 21$ متر تخمین زده شده است. شکل دریفت طبقه فرعی با سقف صاف برای استخراج کانسار مطلوب است، و عرض مؤثر استخراج دریفت طبقه فرعی (بر طبق ۱۰-۲۵) حدود ٪۷۰، W_D است، یعنی $a = W_D \times 0.7 = 5 \times 0.7 = 3.5$ با توجه به موقعیت دریفت‌های طبقه فرعی، در جهت قائم (شکل ۱۰-۳۵ و ۱۰-۴۲)، ارتفاع تقریبی طبقه فرعی. $h_S = 12.5m$ است با انطباق شکل ۳۵-۲-۲۰، دریفت طبقه فرعی، تقریبی در $2/3h_T$ واقع شده است، یعنی $2/3 \times 21 = 14m$. به دلیل اینکه برش دریفت کاملاً به شکل چهارضلعی نیست و ارتفاع آن $3.5m$ است، کف آن تقریباً $1.5m$ پایین‌تر از $2/3h_T$ است. به این دلیل h_S می‌شود:

$14\text{-}1.5=12.5m$

عرض تئوریک بیضوی استخراج W' برای ارتفاع استخراج کلی $h_T = 21m$ با توجه به شکل ۳۳-۲-۲۰ حدود $W = 6.8m$ می‌باشد.

عرض و عمق کلی تقریبی بیضوی استخراج با استفاده از فرمول‌های ۱۰-۷ به این ترتیب است:

$$W \le 6.8+3.5-1.8=8.5m$$

$$d_T \le \frac{8.5}{2}; d_T \le 4.25$$

فاصله‌داری بردن با توجه به رابطهٔ ۱۰-۱٤ برابر است با:

$$b \le \frac{4.25}{2}; b \le 1.12m$$

به دلیل اینکه ارتفاع کلی استخراج $h_T = 21m > 18m$ می‌باشد، فاصله‌داری افقی دریفت‌های طبقه فرعی با استفاده از رابطه ۱۰-۱۲ بدست می‌آید:

$$S_D < \frac{W_T}{0.65} = \frac{0.8}{0.65} = 13.07M; S_D < 13.07m$$

برای استخراج مناسب کانسنگ، حالتی مطلوب است که در آن نواحی مجاور سست شدگی در ارتفاع حداکثر عرض W_T بیضوی استخراج همدیگر را قطع کنند. به همین دلیل فاصله‌داری بدین ترتیب خواهد بود: $S_D = 12 < 13.07m$

همانگونه که در شکل ۱۰-٤۲ نشان داده شده هندسه کامل طرح تخریب در طبقات فرعی در مثال به شرح زیر است:

$h_S = 12.5m$ ارتفاع طبقه فرعی

فاصلهٔ افقی دریفت‌های طبقه فرعی $S_P = 12m$ ، عرض کلی بیضوی استخراج W_T با فرض ارتفاع کلی بیضوی استخراج $h_T = 21m$، $W_T = 8.5m$ مقطع دریفت طبقه فرعی $W_D = 5m$ و $h_D = 3.5m$ است.

بنابر این: فاصلهٔ بردن $b = 2m < 2.12m$

باید تأکید کرد که سیستم تعیین هندسه روش تخریب در طبقات فرعی که در این بخش مطرح شد بسیار ساده‌سازی شده است و لذا صرفاً باید به عنوان یک راهنمایی به کار رود، این اطلاعات می‌تواند برای توسعه اساسی راه کار تعیین هندسه روش معدنکاری استفاده شود، به خصوص در مواردی که اطلاعات دیگری در دسترس نیست.

۱۰-۹- تأثیرات سطحی روش تخریب در طبقات فرعی

با در نظر گرفتن محدودیت‌های زیست محیطی، یکی از شرایط اصلی برای اجرای روش تخریب در طبقات فرعی این است که یک تغییر شکل و نشست قابل توجه در سطح زمین رخ خواهد داد. روش تخریب در طبقات فرعی ریزش تدریجی، تخریب و نشست لایه‌های پوشانسنگ بالایی که توسط عملیات معدنکاری زیربری شده است را القاء می‌کند. در این بخش وسعت ناحیه آسیب دیده تشریح خواهد شد.

۱۰-۹-۱- شکل، اندازه و گسترش آشفتگی

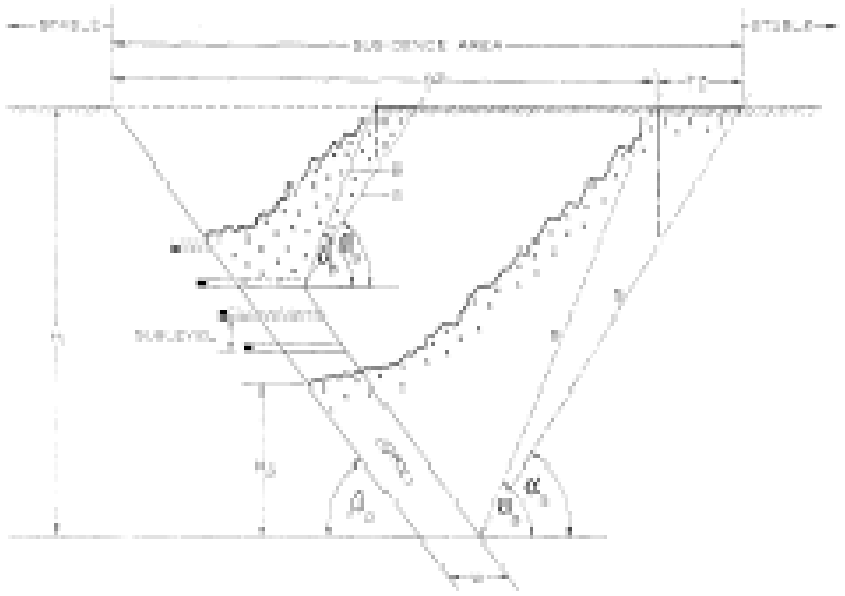
شکل، اندازه و مسیر شکست پیش رونده و تخریب به عوامل زیادی بستگی دارد. مهمترین این عوامل عبارتند از:

شیب توده ماده معدنی β_0، عرض کانسار معدنی W، عمق H_1 لول پایینی که در آینده معدنکاری می‌شود، H_2 ارتفاع ناحیه سنگ باطله تخریب شده که نیروهای طاقی که در برابر شکست مقاومت

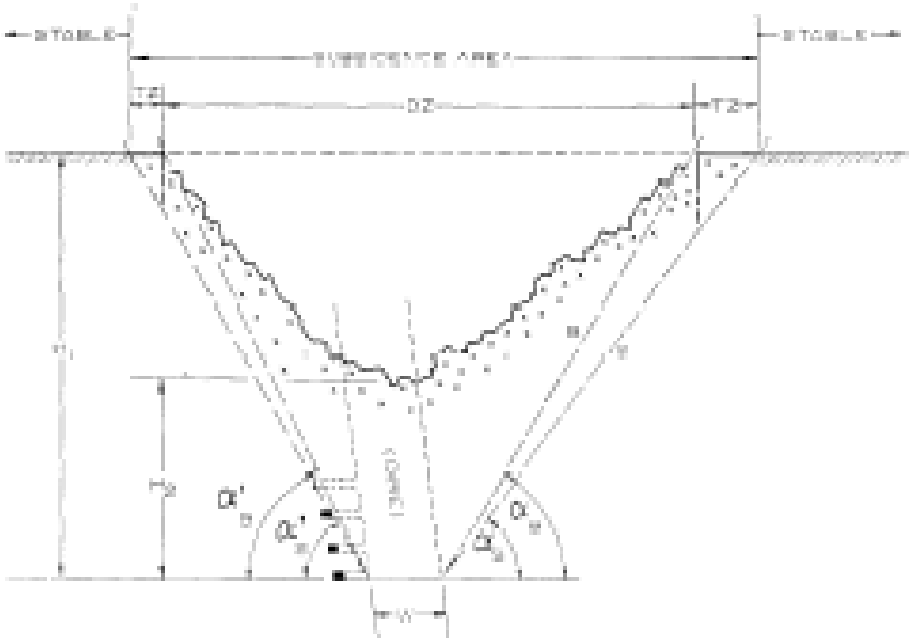
می‌کند را بوجود می‌آورد، مقاومت برشی توده سنگ که در شکست پیش رونده تاثیرگذار است و خود توسط مقاومت مؤثر چسبندگی مشخص می‌شود و زاویه اصطکاک کنترل می‌شود و دانسیته توده سنگ باطله γ.

وقتی که زاویه شیب ماده معدنی یک کمر پایین شیب دار پایدار را ایجاد می‌کند، شکست پیش رونده و تخریب تدریجی تنها در کمر بالا (*hanging wall*) رخ می‌دهد (شکل ۱۰-۵۲) معدنکاری یک ذخیره معدنی قائم یا با شیب تند، سبب شکست پیش رونده تدریجی در کمر بالا و کمر پایین می‌شود. (شکل۱۰-۵۳). یک مکانیزم ساده شده از شکست پیش رونده توسط صفحهٔ شکست B با زاویه α_β و صفحهٔ لغزش S با زاویه α_S تعریف شده است. بزرگی این زاویه ها تابعی از مقادیر $H_1, W, H_2, C, \phi, \gamma, \alpha$ می‌باشد.

همانگونه که در شکل‌های ۱۰-۵۲ و ۱۰-۵۳ دیده می‌شود ناحیهٔ تخریب شده DZ توسط فصل مشترک صفحه شکست B با سطح زمین محدود می‌باشد.



شکل۱۰-۵۲-تخریب پیش رونده و نشست دیواره بالایی و دیواره پایینی به دلیل روش تخریب در طبقات فرعی.



شکل ۱۰-۵۳-تخریب پیش رونده و نشست به دلیل تخریب در طبقات فرعی ، در دیواره بالایی و پایینی.

بین فصل مشترک صفحهٔ شکست B و سطح لغزش S با سطح زمین، ناحیهٔ اصطلاحاً انتقالی TZ واقع شده است. حتی این ناحیه برای جایابی هر سازه دائمی به اندازه کافی پایدار نیست. فصل مشترک صفحهٔ لغزش با سطح زمین مرز ناحیه نشست را تشکیل می‌دهد. به طور طبیعی سطح پایدار خارج از ناحیه نشست واقع شده.

برای مکان یابی ایمن سازه‌های دائمی در سطح زمین(چاه قائم، تاسیسات تغلیظ، ساختمان‌ها، سد باطله، سدها و ...) و زیرزمین (واحد خردایش، ایستگاه پمپ، کانه ریزهای اصلی، مکان عبور باطله (ریزشگاه باطله)، تونل‌های دائمی و دریفت‌های دائمی و ...)، لازم است از پی آمد روش تخریب در طبقات فرعی آگاه بود یعنی در این راستا باید ناحیه ناپایدار با شکست پیش رونده (محدود شده توسط صفحات لغزش) و ناحیه نشست شناسائی شود و تمام سازه‌های مهم خارج از این ناحیه احداث شوند.

فصل یازدهم

انتخاب روش

۱۱- فصل یازدهم

۱۱-۱- کلیات

هدف از این بخش ارایه توالی منطقی از رویدادهایی (فرایندها) است که در انتخاب روش استخراج پیش می‌آید. مشخصاتی که تأثیر زیادی در تعیین روش معدنکاری دارند عبارتند از:

۱- مشخصات فیزیکی و زمین شناسی ذخیره

۲- شرایط سنگ کمر بالا، کمر پایین و زون ماده معدنی

۳-هزینه معدنکاری و سرمایه گذاری

٤- نرخ استخراج

۵- دسترسی و هزینه نیروی انسانی(کارگری)

٦- ملاحظه‌های زیست محیطی

مطالبی که در ادامه بحث می‌شود در مورد کارهایی است که در هر مرحله از آماده‌سازی ذخیره برای انتخاب روش مناسب معدنکاری باید انجام شود. تنها یک روش معدنکاری مناسب برای استخراج ذخیره وجود ندارد؛ بلکه معمولاً دو یا چند روش ممکن است وجود داشته باشد. هر یک از روش‌ها شامل برخی مشکلات است در نتیجه روش بهینه روشی استکه کمترین مشکلات را داشته باشد.

اگرچه در این بخش منظور تعیین روش مناسب استخراج است ولی هدف نهایی، ماکزیمم کردن سود شرکت، ماکزیمم کردن بازیابی ماده معدنی و فراهم آوردن محیطی ایمن برای معدنکاران (نه لزوما به این ترتیب) می‌باشد. ممکن است این اهداف نهایی با همدیگر ناسازگار به نظر رسند ولی در حقیقت این جور نیست. ماکزیمم کردن بازیابی باعث سود بردن شرکت‌های معدنی و همین طور جامعه می‌شود. با افزایش بازیابی، هزینه سرمایه‌گذاری به ازای هر تن کاهش می‌یابد که این امر برای شرکت خوب است، ماکزیمم کردن بازیابی منابع طبیعی بدین معنی است که جامعه از لحاظ ماده معدنی به طور کافی تأمین

شود. فراهم کردن ایمنی برای معدنکاران به این معنی است که نیروی کار توانایی دستیابی به بهره‌وری پیش بینی شده در مطالعه امکان سنجی را داشته باشد.

برای بحث‌های اضافی در مورد مقایسه روش‌ها ، بخش ١٦ برای استخراج سطحی و ٢١ برای استخراج زیرزمینی را ملاحظه شود (از کتاب *SME Mining Engineering Handbook*).

١١-٢- ملاحظات روش‌های معدنکاری

قبل از این که در مورد فرآیندهای واقعی انتخاب روش استخراج بحث شود، مهم است که مشخصات کلیدی لازم برای هر روش استخراج بخوبی فهمیده شود. در ادامه توضیحات مختصری از روش‌های معدنکاری بحث شده است

استخراج روباز[1]**/ استخراج نواری**[2] - تکنیک استخراج سطحی روشی است که مواد باطله جهت باز کردن ماده معدنی از روی آن برداشته می‌شوند. این دسته شامل روش استخراج سطح برداری (نواری) و روش‌های استخراج کواری[3] می‌باشد. تجهیزاتی که برای استخراج باطله و ماده معدنی استفاده می‌شوند مکانیکی هستند ولی تا حدودی برای هر کدام از این روش‌ها فرق می‌کنند. نسبت باطله‌برداری به ماده معدنی و زاویه شیب، پارامترهایی بحرانی جهت تعیین هر یک از این روش‌ها است که بکارگیری این روش‌ها را تحت تاثیر قرار می‌دهند. استخراج روباز معمولاً برای معدن‌های فلزی کاربرد دارد. استخراج برشی یا استخراج سطح‌برداری معمولاً برای معادن زغال و استخراج کواری برای استخراج سنگ‌های تزئینی مانند مرمریت و گرانیت بکار می‌روند.

[1] Open pit
[2] Strip mining
[3] Quarry

استخراج پلاسری[1]- روش دیگر استخراج سطحی، روش پلاسری است از مشخصه‌های بارز آن این است که معدنکاری کانسنگ و تغلیظ اولیه آن با استفاده از آب و نیروی ثقل انجام می‌شود. از جمله ملزومات این روش دسترسی به آب کافی می‌باشد و موادی که استخراج می‌شوند باید مشخصاتی آبرفتی مانند گراول(شن) داشته باشد؛ و موادی که استخراج می‌شوند بر اساس اختلاف وزن مخصوص اجزای تشکیل دهنده از همدیگر جدا شوند، استخراج با شناور[2] و استخراج هیدرولیکی[3] مثال‌هایی از استخراج پلاسری هستند.

استخراج انحلالی[4]- در استخراج انحلالی باید مواد معدنی توسط آب و یا بعضی از اسیدها با کمترین مقدار سنگ شکنی و بدون آسیا کردن قابل برداشت باشند. استخراج انحلالی برجا[5] عبارت است از استخراج بر جای ماده معدنی. محلولی از طریق گمانه ها به داخل سازند ماده معدنی تزریق می‌شود و از طریق چال های دیگر و یا از طریق دریفت، ماده معدنی بصورت محلول بازیابی می‌شود. روش استخراج گمانه‌ای معمولا برای ذخایری نظیر نمک و سولفور استفاده می‌شود.

لیچینگ سطحی[6]- یک روش انحلالی است که ماده معدنی به صورت برجادر یک منطقه دپو شده و یا توسط حفاری و انفجار به صورت کپه یا گنبد در آمده و بازیافت می‌شود. برای اینکه ماده معدنی قابلیت لیچینگ داشته باشد باید ترکیب شیمیایی مناسبی داشته باشد و به اندازه کافی نفوذپذیر و متخلخل باشد و همچنین خردایش مناسب جهت نفوذ محلول به درون ماده معدنی و سطح کافی جهت انجام واکنش لازم است.

[1] Placer mining
[2] Dredging
[3] Hydrolicing
[4] Solution mining
[5] In situ solution
[6] Surface leaching

تخریب بلوکی[1]- با انجام زیربرش، سنگ تحت نیروی وزن خود تخریب می‌شود و انتظار می رود که مواد باطله روباره نیز تخریب شود. هر سنگی می‌تواند تخریب شود ولی باید تعیین شود که: چقدر زیر برش لازم است تا این کار صورت گیرد، اندازه بلوک های تخریب شده چقدر خواهد بود، و آیا اینکه سنگ باندازه کافی سریع تخریب خواهد شد؟ بنابراین توزیع ابعادی سنگ‌های تخریب شده و اندازه ذخیره معدنی(ابعاد ذخیره در پلان)، از پارامترهای بحرانی است. این دسته شامل تخریب پانلی و پیوسته[2] می‌باشد. در روش تخریب بلوکی استفاده از اسلاشر، روش ثقلی و یا دریفت-های *LHD*[3] گزینه‌هایی هستند که می‌توانند جهت بارگیری و حمل مواد مورد استفاده قرار گیرند. شرایط زمین و درجه خردایش اصلی‌ترین پارامتر ها در انتخاب هر یک از روش‌های ذکر شده به منظور سیستم بارگیری می‌باشد.

اخیراً حفاری چالهای طویل باعث ابداع روشی به نام تخریب القایی[4] شده است که مشابه تخریب بلوکی می‌باشد، با این تفاوت در آن طبقات فرعی جهت حفر چال و تخریب سنگ میان طبقات توسط حفاری و انفجار حفر می‌شوند، این روش برای ذخایری که قابلیت تخریب تحت زیر برش ندارند به کار می‌رود.

استخراج جبهه کار طولانی/جبهه کار کوتاه[5]- ذخیره ماده معدنی، عموما لایه زغال، طی عملیات پیوسته در طول جبهه کار استخراج می‌شود که برای نگهداری از ستون‌هایی در طول جبهه کار و منطقه عملیاتی استفاده می شود. زمین در قسمت بالای منطقه استخراج شده، تخریب و نشست اتفاق می‌افتد. این روش نیازمند ماده معدنی با مقاومت نسبتا پایین و تقریبا افقی و با گسترش سطحی زیاد است.

[1] Block caving
[2] Block & continues caving
[3] Loud Haul Dump
[4] Forced caving
[5] Longwall / Shortwall

اتاق و پایه/کارگاه و پایه[1]– در این دو روش مشابه، شبکه‌ای از اتاق‌ها یا کارگاه‌ها حفاری می‌شود، و پایه‌هائی از ماده‌معدنی برای نگهداری سقف جا گذاشته می‌شوند. تفاوت این دو روش ارتفاع زونی است که باید استخراج شود. اتاق‌ها، کارگاه‌ها و پایه‌ها ممکن است از لحاظ اندازه یکنواخت و یا غیر یکنواخت باشند و همچنین پایه‌ها ممکن است بعداً بازیابی شوند و یا ممکن است بازیابی نشوند. هندسه ماده معدنی مناسب ذخیره‌ای به صورت لایه‌ای–افقی با ضخامتی کمتر از ft ۱۵۰ (۵۰ متر) می‌باشند، اصلی‌ترین فاکتور کنترل این روش می‌باشد. ابعاد اتاق / کارگاه و پایه بر اساس عمق و مقاومت زمین تعیین می شود.

استخراج از طبقات فرعی[2]– یک روش استخراج بالاسری است که ماده معدنی توسط چال‌های طویل منفجر و استخرا ج می‌شود. فرق روش اتاق و پایه با روش استخراج از طبقات فرعی در این است که در روش استخراج از طبقات فرعی، ذخیره معدنی بسیار ضخیم بود. انفجار در این روش مشابه استخراج روباز است. ماده معدنی بعد از انفجار به پایین ریخته می‌شود. کارگاه‌ها توسط پایه‌ها از هم جدا شده‌اند. کارگاه‌ها بعد از استخراج می‌توانند پر شوند و یا خالی رها شوند. اگر کارگاه‌ها پر شوند پایه‌ها می‌توانند بازیافت شوند که مشابه روش کندوآکند می‌شود. پارامترهایی که این روش را کنترل می‌کند عبارتند از: هندسه مناسب ذخیره، مقاومت کافی ذخیره معدنی. همانند اتاق و پایه عرض کارگاه‌ها و پایه‌ها از رو مقاومت سنگ در برابر عمق و ارتفاع کارگاه تعیین می‌شوند.

تخریب در طبقات فرعی[3]– در این روش برای تخریب، از چال‌های انفجاری در طبقات فرعی استفاده می‌شود. سنگ بالاسر و کمر بالا تخریب شده به پایین می‌ریزد. این روش در سنگ‌هایی که به

[1] Room & pillar/Stope & pillar
[2] Sublevel stoping
[3] Sublevel caving

دلیل مقاومت و یا عرض کم به خودی خود تخریب نمی‌شوند، به کار می‌رود. کنترل تخلیه و نگهداری قسمت بالایی سینه کار پارامترهای کلیدی این روش است.

استخراج انباره‌ای[1]– روشی است که بیشتر مواد خرد شده تا پایان یافتن انفجارها در کارگاه باقی می‌ماند. بعد از رسیدن کارگاه به مرز نهایی بعداً تمامی مواد منفجر شده به مرور تخلیه می‌شود. این روش معمولاً در ذخایر معدنی نازک و پر شیب که دیواره‌ها به اندازه کافی مقاوم نیستند که خود پایدار باشند، به کار می‌رود. نگهداری کارگاه توسط مواد خرد شده باقی مانده در کارگاه انجام می‌گیرد.

استخراج کند وآکند[2]– روشی است که در آن قسمت‌های استخراج شده توسط مواد باطله پر می شوند. انواع مختلف این روش عبارتند از: کندوآکند بالاسری، کندوآکند زیر پایی و کندوآکند لنگه‌ای که با توجه به شرایط مختلف کاربرد دارد. استخراج کند وآکند بالا سری در ماده معدنی نازک، پر شیب با استحکام متوسط تا بالا که دیواره‌ها ضعیف تا بسیار مستحکم هستند به کار می‌روند و هزینه پرکردن کمتر از روشی است که پایه‌هابه جاگذاشته می شوند. روش کندوآکند زیرپایی زمانی که ماده معدنی ضعیف باشد و سقف بدون نگهداری پایدار نباشد، به کار می‌رود. روش کند وآکند *post pillar*نوعی روش بالاسری است که از الگوی اتاق و پایه استفاده می‌کند؛ که تولید آن بیشتر از روش بالاسری است. پایه‌ها فقط جهت نگهداری سقف بلاواسطه[3] طراحی می‌شوند.

استخراج کرسی چینی[4]– منشور هایی از چوب ساخته شده و به جای سنگ استخراج شده و به عنوانسیستم نگهداری نصب می‌شود. روش استخراج مشابه دیگر در این گروه، استخراج ستونی است.

[1] Shirinkage stoping
[2] Cut & Fill stoping
[3] Immediate roof
[4] Square set stoping

روش کرسی چینی زمانی به کار می رود که سنگ در برگیرنده ضعیف بوده و هندسه ماده معدنی عریض و نامنظم باشد. این روش امروزه به دلیل هزینه زیاد الوار و نیاز به نیرو های انسانی زیاد به کار نمی‌رود.

استخراج برشی از بالا[1]– این روش امروزه به دلیل هزینه‌های بالای نیروی کار، کاربردی ندارد. این روش امروزه توسط روش تخریب در طبقات فرعی جانشین شده است. این روش به دلیل اینکه بعضی از تکنیک‌های انتخاب روش در مورد آن بحث کرده‌اند در این بخش آورده شده است. استخراج توسط انفجار از درون تونل‌های دنباله‌رو در طبقات فرعی انجام می‌گیرد. برای جدا کردن سنگ سقف از ماده معدنی از فرش چوب استفاده می‌شود. در این روش انتظار می‌رود که سنگ سقف تخریب شود.

روش‌های استخراج جدید[2]– این‌ها روش معدنکاری نوین "*novel*" خوانده می‌شود زیرا تکنولوژی آن‌ها ابتکاری‌تر از روش‌های معمول است. روش‌های استخراج جدید که مورد توجه قرار گرفته‌اند و پیشرفت‌هایی در آنها انجام گرفته عبارتند از:

- استخراج سریع[3]
- اتومایسون ورباتیک[4]
- استخراج هیدرولیکی[5]
- زهکشی متان[6]
- تبدیل به گاز احتراق و زیرزمینی[7]
- تقطیر زیرزمینی[8]

---

[1]Top slicing
2 Novel mining methods
3Rapid Excavation
4Automation and robatic
5Hydraulic mining
6Methane drainage
7Underground gasification and combustio
8Underground retorting

- استخراج دریایی[1]
- استخراج هسته‌ای[2]

استخراج سریع- در این روش حفاری، انفجار، بارگیری و نگهداری در یک عملیات پیوسته انجام می‌گیرد. این روش در زمینی قابل اجرا است که به اندازه کافی ضعیف باشد که در مقایسه با روش استخراج معمول راحت‌تر کنده شود. این روش می‌تواند در اکثر روش‌های ذکر شده و به خصوص در آماده‌سازی معدن و حفاری دریفت‌های دسترسی به کار گرفته شود. استخراج پیوسته زغال یکی از کاربردهای پیشتاز این روش است.

اتومایسون ورباتیک-در حقیقت این روش جدید نبوده بلکه یک تکنولوژی جدیدی است که می‌توان در استخراج از آن استفاده کرد. استفاده از اتومایسون و رباتیک بیشتر به نحوه استفاده و آگاهی مهندسان و کارگران بستگی دارد تا به پارامترهای زمین شناسی و شرایط زمین.

استخراج هیدرولیکی-این روش وابسته به قابلیت برش سنگ توسط جت پر فشار آب است. انتقال مواد بلافاصله بعد از برش یکی از مشکلات تکنولوژیکی است.

زهکشی متان-موفقیت این روش تابع مشخصات فیزیکی لایه زغال (ضریب انتشار، فشار مخزن، نفوذپذیری و مقدار گاز موجود لایه)، روش استخراج و روش زهکشی است (هارتمن ۱۹۸۷). این روش قبلاً در اروپا استفاده می‌شد ولی امروزه به طور گسترده در ایالت متحده جهت تولید متان (حاصل از لایه زغال) استفاده می‌شود. این روش مشابه استخراج گمانه‌ای است که در آن از چال‌ها برای بازیافت متان استفاده می‌شود.

1Marine mining
2Nuclear mining

تبدیل به گاز و احتراق زیرزمینی- این روش در معادن زغال به کار می‌رود و مشابه استخراج گمانه‌ای است، به طوری که زغال را در یک گمانه می‌سوزانند و از گمانه دیگر گاز بازیافت می‌کنند. زمانی از این روش استفاده می‌کنند که هزینه‌های آن کمتر از روش های معمول استخراج است. پارامترهای کلیدی در این روش، مقدار شکستگی زغال و ترکیب شیمیایی آن است. این روش در مواردی که لایه زغال خیلی نازک باشد و یا چند لایه زغال وجود داشته باشد به طوری که لایه دوم نزدیک لایه اول بوده و امکان استخراج آن نباشد، قابل کاربرد است.

تقطیر زیرزمینی- این روش در شیل‌های نفتی و ماسه قیری[1] کاربرد دارد. ابتدا منطقه توسط تکنیک-های دنباله لایه و طراحی پایه استخراج می‌شود، بعداً سنگ موجود در کارگاه به صورت برجا منفجر می-شود. نفت از سنگ خارج شده و از زیر کارگاه خارج می‌شود. انتخاب این روش بیشتر به مشخصات تقطیربستگی دارد تا به پارامترهای معدنکاری. فاکتورهای بحرانی این روش، هزینه و نحوه شکست سنگ است. درجه خردایش بر روی بازیافت هیدروکربن تأثیر دارد که به احتمال زیاد بحرانی‌ترین پارامتری است که امروزه به آن توجه می شود.

استخراج دریایی- این روش مشابه استخراج پلاسری است که در آن کانی‌ها به صورت مکانیکی انباشته شده‌اند و بدون نیاز به چالزنی و انفجار قابل بازیافت می‌باشد. از دیدگاه استخراج پارامتر اساسی جهت استفاده از این روش، استحکام کم ماده معدنی جهت کندن و یا جمع‌آوری است.مشکلات سیاسی این روش بیشتر از مشکلات تکنیکی آن است.

استخراج هسته‌ای- مهم‌ترین مزیت این روش شکستگی‌های موثری است که در سنگ ایجاد می‌شود. مهمترین مانع استفاده از این روش عبارتند از: شرایط سوال برانگیز کاری برای کارگران، آلودگی محیط

[1] Tar sand

زیست، موانع سیاسی. این تکنیک می‌تواند در تخریب بلوکی، که سنگ بسیار مقاوم است، به عنوان تحریکی جهت تخریب بکار گرفته شود.

۱۱-۳- تکنیک‌های انتخاب روش

به منظور تعیین اینکه کدام روش استخراج امکان‌پذیر می‌باشد، لازم است که مشخصات و ویژگی‌های ماده معدنی با مشخصات لازم برای هر یک از روش‌های استخراج مقایسه شود؛ روش یا روش‌هایی که بهترین مطابقت را داشته باشند به عنوان روش‌های قابل اجرا (امکان‌پذیر) مورد توجه قرار می‌گیرند، سپس باید از لحاظ اقتصادی ارزیابی شوند. تکنیک‌های انتخابی با دو پارامتر اولیه جهت تعیین روش استخراج روبرو می شوند: (۱) مشخصات فیزیکی– زمین شناسی ذخیره،(۲) شرایط زمین کمر بالا، کمر پایین و زون ماده معدنی. تکنیک‌های ارزیابی روش استخراج فقط سعی در تعیین و کمی کردن(به فرمت نوشتاری) چیزهایی را دارند که معدنکاران توسط بحث، تجربه‌های گذشته و بینش خود تعیین کرده‌اند. بنابراین الگوهای انتخاب روش ارایه شده، مشابه و در عین حال متفاوت‌اند، که نشانگر سلیقه شخصی افراد در تعیین آنها است. هدف از بحث درباره این تکنیک‌ها انتقاد از آنها نمی‌باشد بلکه تنها ارایه گزینه‌های در دسترس جهت انتخاب مناسب‌ترین روش است.

هدف بیشتر این تکنیک‌ها تعیین مناسب‌ترین روش استخراج زیرزمینی است چون گزینه‌های ممکن زیادی جهت استخراج وجود دارد. اگر چه، هدف این فصل بحث در مورد انتخاب بهترین روش‌های زیرزمینی، سطحی، هیدرولیکی، و روش‌های جدید نیز است. در فرآیند انتخاب روش باید ابتدا تعیین کرد که آیا ذخیره معدنی قابلیت استخراج توسط یکی از روش‌های متداول روباز، زیرزمینی و یا روش-های لیچینگ برجا را دارد. روش‌های استخراج نوین تنها زمانی مورد توجه قرار می‌گیرد که روش‌های معمول امکان‌پذیر نباشد. شروع استخراج توسط یک روش جدید نیاز به سرمایه کافی و مشورت با

گروهی از مشاوران جهت آماده‌سازی تکنیکی دارد، همچنین این گروه باید صبر کافی جهت حل مشکلات تکنیکی را داشته باشد.

اگر یک ذخیره معدنی را نتوان توسط روش روباز استخراج کرد، روش زیرزمینی مورد توجه قرار می‌گیرد. تکنیک های انتخاب روش استخراج به روش‌هایی که اساس آنها منحصراً پارامترهای فیزیکی و مشخصات مقاومتی سنگ می‌باشد، محدود شده است. در بعضی مواقع بکارگیری چندین روش استخراج به طور یکسان امکان‌پذیر است. جهت تعیین مناسب‌ترین روش از بین آنها متغیرهای ورودی، هزینه معدنکاری، نرخ استخراج، دسترسی به نیروی انسانی و قوانین محیط زیستی باید به طور دقیق مورد بررسی قرار گیرد.

توجه: در هیچ یک از سیستم‌های انتخاب روش، تنش برجا دخیل نمی‌باشد. تأثیر تنشهای قائم از طریق عمق دخیل است، اما در هیچ یک از تکنیک‌ها در مورد تاثیر تنش افقی در انتخاب روش استخراج بحث نشده است.

۱۱-۳-۱- بشکوف - رایت[1]

سیستم طبقه بندی ارائه شده (۱۹۷۳) در کتاب *SME Mining Engineering Handbook,1st*، یکی از اولین الگوهای طبقه‌بندی کیفی بوده که برای انتخاب روش‌های زیرزمینی توسعه یافته است (جدول ۱۱- ۱). سیستم آنها امکان استخراج سطحی را نادیده گرفته است. این روش توصیفات عمومی از قبیل ضخامت، شیب، مقاومت ماده معدنی و مقاومت دیواره‌ها را جهت تعیین روش معمول که در شرایط مشابه کاربرد دارد، مورد استفاده قرار داده است. نتایج این طبقه‌بندی فراهم کردن تا چهار روش قابل کاربرد است.

[1] Boshkov - Rite

۱۱-۳-۲- هارتمن[1]

هارتمن در سال ۱۹۸۷ یک فلوچارت انتخاب روش را برای تعیین روش استخراج، براساس هندسه ذخیره ماده معدنی و شرایط زون ماده معدنی (جدول ۱۱- ۱) ارائه کرد. این سیستم مشابه سیستم بشکوف–رایت بود، ولی برای روش‌های استخراج بیشتری تهیه شده است. هارتمن اعلام کرده است که این روش کیفی بوده و باید به عنوان یک روش تقریبی اولیه بکار گرفته شود. این طبقه بندی شامل روش‌های سطحی و زیرزمینی، جهت استخراج زغال و سنگ سخت است.

۱۱-۳-۳- موریسون[2]

موریسون در سال ۱۹۷٦ معدنکاری زیرزمینی را به سه گروه اصلی (۱) نگهداری با پایه های صلب[3]، (۲) جبهه‌کار طولانی با نشست کنترل شده[4] و (۳)تخریبی[5] تقسیم کرد. تعیین کلی ضخامت ذخیره، نوع نگهداری، و تراکم انرژی کرنشی[6] پارامترهای بحرانی هستند که جهت تعیین روش استخراج مورد استفاده قرار می‌گیرد.دراین طبقه‌بندی پیوستگی فرایند انتخاب و انتخاب یک روش از بین دیگر روش‌ها بر اساس ترکیب‌های مختلف از شرایط زمین امکان‌پذیر است. در این سیستم، شرایط زمین‌شناسی از قبل مورد بررسی قرار گرفته و در نهایت سیستم نگهداری مورد نیاز تعیین می‌شود.

۱۱-۳-٤- لابشر[7]

انتخاب روش استخراج توده‌ای (بزرگ مقیاس) زیرزمینی مناسب توسط لابشر در سال ۱۹۸۱ ارائه شد. فرآیند انتخاب بر اساس سیستم طبقه‌بندی توده‌سنگ پیشنهادی وی بنا شده، که بر اساس تأثیر

[1] Hartman
[2] Morrision
[3] Rigid pillar support
[4] Controlled subsidence
[5] Caving
[6] Strain energy accumulation
[7] Laubscher

استخراج بر روی مقاومت توده سنگ اصلاح شده است. طرح لابشر برای روش‌های استخراج توده‌ای به کار می‌رود، عمدتاً تخریب بلوکی در مقابل روش‌های دیگر کارگاهی؛ که تأکید اصلی آن بر روی تخریب‌پذیری سنگ است. پارامترهایی که جهت انتخاب یکی از روش‌های تخریب بلوکی و یا کارگاهی استفاده شود عبارت اند از: درجه شکستگی، *RQD*، فاصله‌داری درزه‌ها ، و در شرایط درزه که توصیف کننده مشخصات درزه می‌باشد و از جمله موج‌داری و زبری سطح درزه، پر شدگی و وضعیت آب درزه (شکل۱۱-۳). این طرح بر روی درزه‌داری تأکید می‌کند چون تنها عامل کنترل کننده تخریب‌پذیری است. اخیراً لابشر (۱۹۹۰) طبقه‌بندی خود را اصلاح کرده تا رابطه‌ای بین طبقه‌بندی توده سنگ خود با شعاع هیدرولیکی به دست آورد (شکل ۱۱- ٤). با در نظر گرفتن شعاع هیدرولیکی، تعیین تخریب-پذیری برای سنگ‌های مقاوم به شرطی که سطح زیر برش به اندازه کافی بزرگ باشد، امکان پذیر شده است.

۱۱-۳-۵- نیکلاس[1]

در سال ۱۹۸۱ نیکلاس یک روش امتیازدهی عددی برای تعیین روش استخراج مناسب ارایه کرد که اساساً یک روش کمی است. اولین گام، طبقه‌بندی هندسی ذخیره و توزیع عیار بر اساس جدول ۱۱- ۲ می‌باشد. مشخصات مکانیک‌سنگی ماده‌معدنی، کمربالا و کمرپایین به طور مشابه توسط جدول‌های۱۱- ٤ و ۱۱- ۵ طبقه بندی می‌شود. مقادیر این جدول ارایه کننده مناسب بودن مشخصات داده شده با روش مخصوص معدنکاری است. مقادیر ۳ یا ٤ نشان می‌دهد که آن مشخصهبرای روش استخراج مورد نظر مناسب است. مقادیر ۱ یا ۲ نشان می‌دهد که آن مشخصه ممکن است برای روش استخراج مورد نظر مناسب باشد و مقدار صفر بیانگر آن است که آن مشخصه برای اجرای روش استخراج مورد نظر مناسب

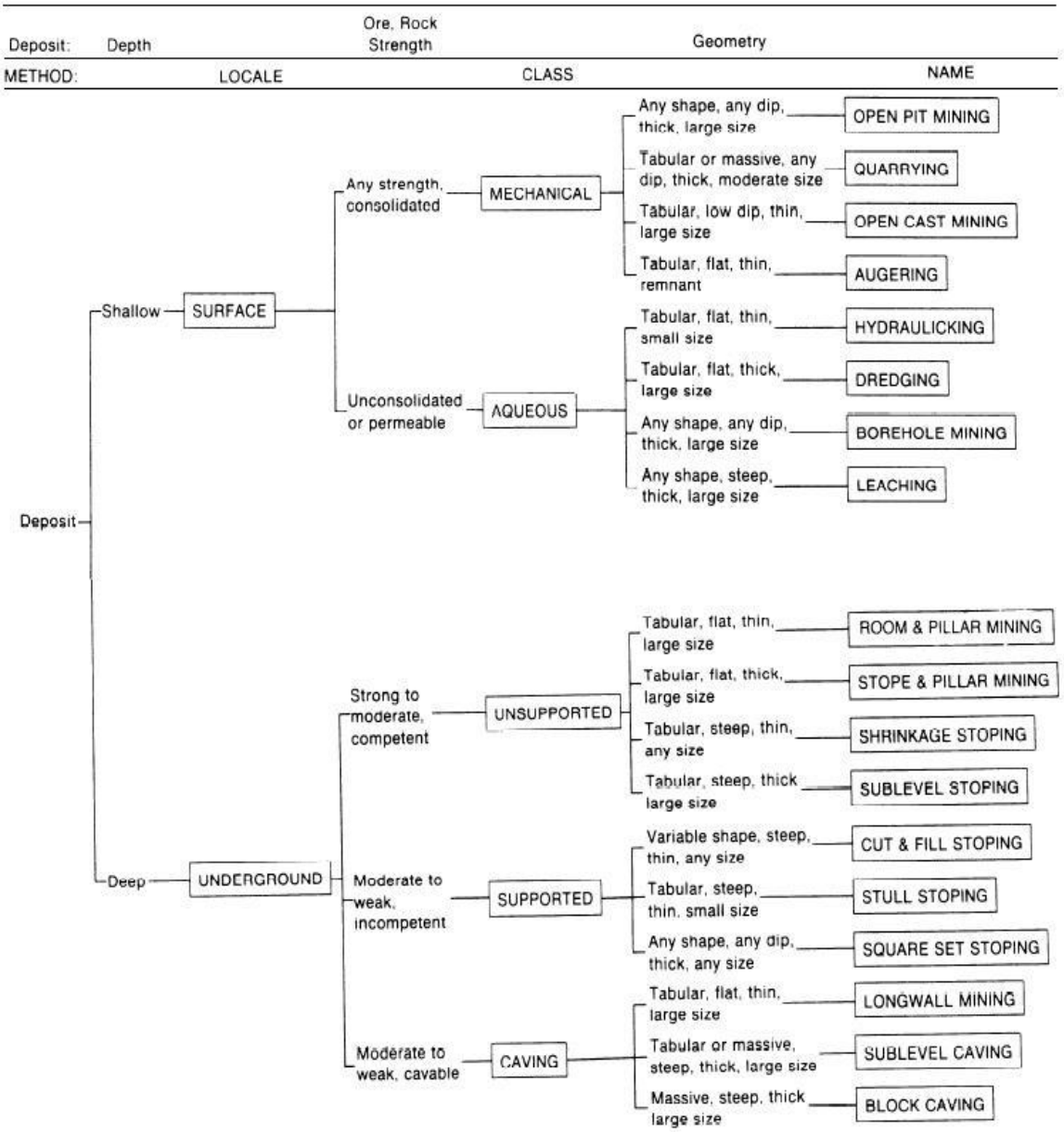
[1] Nicholas

نیست، هر چند که به طور کلی استفاده از آن روش نفی نمی‌شود. مقدار ٤٩- بیانگر آن است که مشخصات ذخیره معدنی استفاده از آن روش استخراج را نفی می‌کند. اصلاحات اخیری که در سیستم انجام شده، به هر یک از کاتاگوری‌های هندسه ذخیره، زون ماده معدنی، کمربالا و کمرپایین وزن داده شود. برای نسبت دادن وزن یکسان به هر یک از این کاتاگوری‌ها(زون ماده معدنی، کمر بالا وکمر پایین) باید به عدد ١/٣٣ (١٦/١٢) ضرب شود. ولی اهمیت هر یک از این کاتاگوری‌ها یکسان نیست؛بعنوان مثال هندسه ذخیره مهم‌تر از زون ماده معدنی، زون ماده معدنی مهم‌تر از کمربالا، و کمربالا مهم‌تر از کمرپایین است. وزن‌های پیشنهادی برای هر کاتاگوری در جدول١١-٦ آورده شده است؛ این وزن‌ها می‌توانند بر اساس تجربه شخصی تغییر داده شوند، سپس وزن‌دهی خالص[1] به هر یک از کاتاگوری ضرب می‌شود. ٢ یا ٣ روش استخراجی که بالاترین امتیاز عددی مثبت را داشته باشند باید از لحاظ اقتصادی آنالیز شوند. مقادیر پیشنهادی برای مشخصات می‌توانند با توجه به بهبود تخصص تکنیکی افراد، درجه پیشرفت تجهیزات و فرآیند استخراج تغییر یابند. به‌علاوه، با توجه به اهمیت نسبی مشخصات گوناگون برای هر روش، هر شخص عقیده متفاوتی دارد.

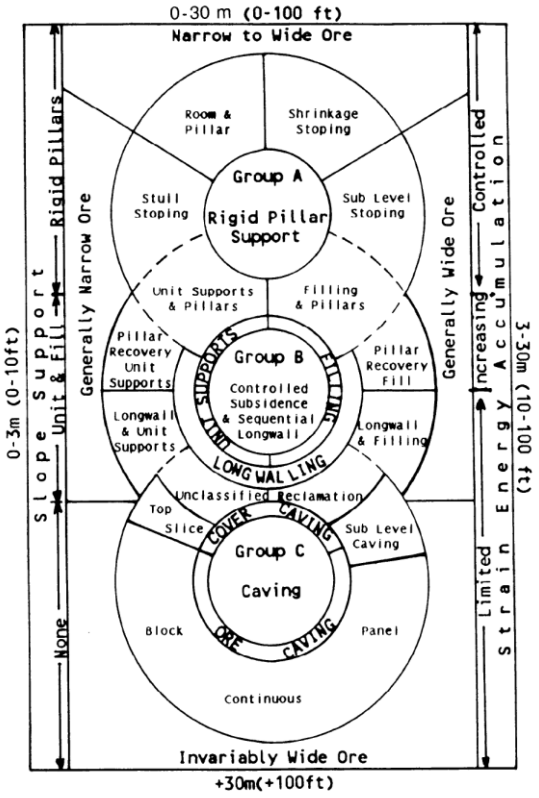
جدول ١١- ١کاربرد روش‌های استخراج زیرزمینی

Type of Ore Body	Dip	Strength of Ore	Strength of Walls	Commonly Applied Methods of Mining
Thin beds	Flt	Stg	Stg	Open stopes with casual pillars Room and pillar Longwall
		Wk or Stg	Wk	Longwall
Thick beds	Flt	Stg	Stg	Open stopes with casual pillars Room and pillar
		Wk or Stg	Wk	Top slicing Sublevel caving
		Wk or Stg	Stg	Underground glory hole
Very thick beds				Same as for masses
Very narrow veins	Stp	Stg or Wk	Stg or Wk	Resuing
Narrow veins (widths up to economic	Flt Stp	Stg	Stg	Same as for thin beds Open stopes Shrinkage stopes

[1] Net weighting

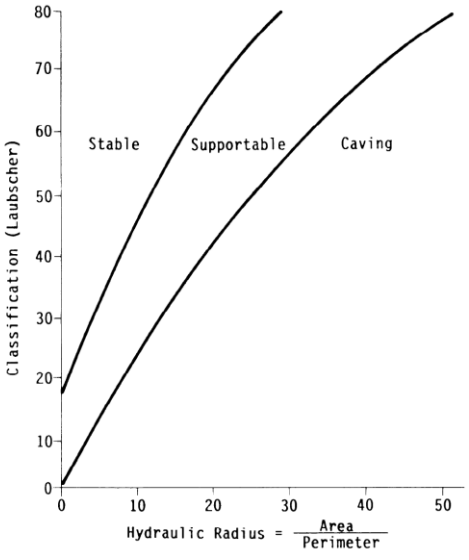


شکل ۱۱- ۱چارت هارتمن برای انتخاب روش استخراج



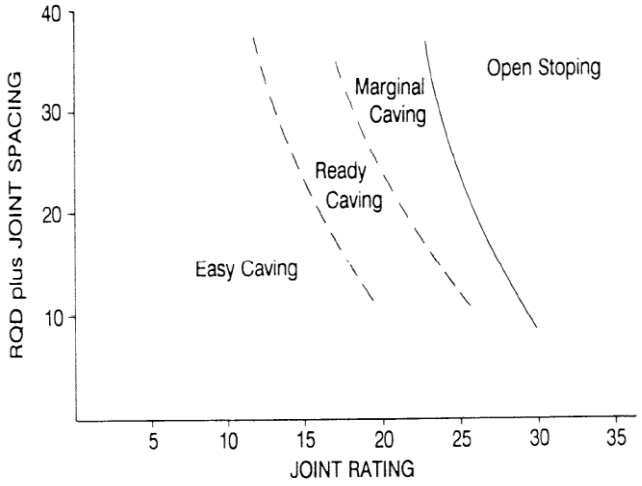
شکل ۱۱- ۲چارت موریسون جهت

انتخاب روش(موریسون،۱۹۷٦)



شکل ۱۱- ۳ طبقه‌بندی ۱۹۸۱ لابشر برای

ارزیابی تخریب‌پذیری



شکل ۱۱- ٤ تخریب‌پذیری لابشر بر اساس

شعاع هیدرولیکی

1) *General Shape/Width*	
equi-dimensional	all dimensions are on the same order of magnitude
platy—tabular	two dimensions are many times the thickness, which does not usually exceed 325 ft (100 m)
irregular	dimensions vary over short distances
2) *Ore Thickness*	
narrow	< 30 ft (< 10 m)
intermediate	30–100 ft (10–30 m)
thick	100–325 ft (30–100 m)
very thick	> 325 ft (> 100 m)
3) *Plunge*	
flat	< 20°
intermediate	20°–55°
steep	> 55°
4) *Depth Below Surface*	
provide actual depth	
5) *Grade Distribution*	
Uniform. The grade at any point in the deposit does not vary significantly from the mean grade for that deposit.	
Gradational. Grade values have zonal characteristics, and the grades change gradually from one to another.	
Erratic. Grade values change radically over short distances and do not exhibit any discernible pattern in their changes.	

Source: Nicholas, 1981.

جدول ۱۱- ۲ تعیین هندسه ذخیره و توزیع عیار

۱۱-۳-٦- مثالی برای کاربرد روش‌های انتخابی

در زیر یک مثال توصیفی از چگونگی به کارگیری طرح‌های طبقه‌بندی متفاوت ارایه شده است. سعی شده داده‌هایی که در زیر آورده شده است برای روش نیکلاس ورودی مناسبی باشد، ولی برای روش‌های دیگر نیز قابل کاربرد است.

Input data	Description
General Deposit Shape	tabular or platy
Plan width	330 ft (100 m)
Ore thickness	300 ft (90 m)
Ore plunge	15°
Grade distribution	primarily disseminated
Depth	1150 ft (350 m)
Ore Zone	
Rock substance strength	12,000 psi (83 MPa)
Fracture spacing	3 frac/ft (10 frac/m)
RQD	40
Fracture shear strength	clean joint with a rough surface
Hanging Wall	
Rock substance strength	16,000 psi (110 MPa)
Fracture spacing	1.2 frac/ft (4 frac/m)
RQD	65
Fracture shear strength	clean joint with a rough surface
Footwall	
Rock substance strength	7,000 psi (48 MPa)
Fracture spacing	4.3 frac/ft (14 frac/m)
RQD	40
Fracture shear strength	joints coated with thin clay

روش باشکوف و رایت ممکن است این ذخیره معدنی را "لایه بسیار ضخیم" و یا" توده‌ای" با ماده معدنی "قوی/ضعیف" با سنگ دیواره "قوی/ ضعیف" طبقه‌بندی کند(جدول۱۱– ۱). بر اساس این روش، روش‌های استخراج ممکن، شامل استخراج برش از بالا، تخریب در طبقات فرعی، تخریب بلوکی، روش استخراج کرسی چینی و روش های ترکیبی می‌باشد.

چارت انتخابی روش هارتمن این ذخیره معدنی را به هر دو صورت سطحی و زیرزمینی نشان می-دهد. مقاومت ماده معدنی ممکن است متوسط تا ضعیف و هندسه ذخیره می تواند ورقه‌ای، توده‌ای، یا ضخیم باشد(شکل ۱۱– ۱). روش استخراج پیش‌بینی شده می‌تواند استخراج روباز، استخراج از طبقات فرعی و تخریب بلوکی باشد.

روش موریسون ممکن است این ذخیره معدنی را به عنوان" بسیار وسیع[1]" طبقه‌بندی کند. براساس این روش استخراج قابل کاربرد می‌تواند روش تخریبی، استخراج در برش‌هایی از بالا به پایین و تخریب در طبقات فرعی باشد.

جدول ۱۱- ۳ مشخصات مکانیک‌سنگی

1) *Rock Substance Strength*			
(uniaxial strength/overburden pressure)			
weak	<8		
moderate	8–15		
strong	>15		
2) *Fracture Frequency*			
	No. of Fractures per (ft)	(m)	% RQD
very close	>5	>16	0– 20
close	3–5	10–16	20– 40
wide	1–3	3–10	40– 70
very wide	<1	<3	70–100
3) *Fracture Shear Strength*			
weak	clean joint with a smooth surface or fill with material with strength less than rock substance strength		
moderate	clean joint with rough surface		
strong	joint is filled with a material that is equal to or stronger than rock substance strength		

Sources: Nicholas, 1981.

سیستم لابشر اطلاعات بیشتری از آنچه آورده شده است لازم دارد، اما می‌توان با اطلاعات داده شده، روشی را حدس زد. در حقیقت، می‌توان با توجه به مغزه حفاری را ارزیابی مناسب و مورد نیاز را انجام دهد. با استفاده از طبقه‌بندی لابشر (شکل ؟ ۲۳.۱.۲) امتیاز رده بندی سنگ با مقدار ٤٨، در زیر نشان داده شده است:

RQD	6
Intact rock strength	8
Joint spacing	5
Joint condition	29
TOTAL	48

[1] Invariable wide

با بکارگیری روش انتخاب اولیه، که عمدتاً بر درزه‌داری سنگ بنا شده است، رده‌بندی زمین ممکن است "کم تخریبی" *Marginalcaving* "یا "کارگاه باز" باشد(شکل ۱۱– ۳). روش انتخاب جدید، که از ترکیب رده‌بندی کلی توده و شعاع هیدرولیکی استفاده می‌کند، نشان می‌دهد که برای تخریب ذخیره معدنی شعاع هیدرولیکی ۲۸ لازم است. شعاع هیدرولیکی ۲۸ معادل سطحی مربعی به اندازه طول یال ft ۳۷۰ (۱۱۲m) یا مربعی به ابعاد ft۴۱۰*۳۷۰ (m ۱۰۰*۱۲۵) است. این بدان معنی است که برای مثال ذکر شده، باید به اندازه کامل عرض ذخیره و یا طول بیشتر از عرض ذخیره زیربرش شود تا ذخیره تخریب شود. این بدان معنی است که طرح تولید باید زمان زیادی را برای زیر برش منطقه وسیعی صرف کند و یا اینکه از عوامل تحریک کننده و القایی دیگر استفاده شود، و یا می توان از روش تخریب در طبقات فرعی به جای آن استفاده کرد.

جدول ۱۱– ٤ رتبه‌بندی توزیع هندسه/ عیار برایِ روش‌هایِ استخراج متفاوت

Mining Method	General Shape			Ore Thickness				Ore Plunge			Grade Distribution		
	M	T/P	I	N	I	T	VT	F	I	S	U	G	E
Open Pit Mining	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	−49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	−49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	−49	4	−49	4	0	−49	−49	4	0	−49	4	2	0
Room and Pillar Mining	0	4	2	4	2	−49	−49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stoping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stoping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	−49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set Stoping	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

M = Massive
T/P = Tabular or Platy
I = Irregular

N = Narrow
I = Intermediate
T = Thick
VT = Very Thick

F = Flat
I = Intermediate
S = Steep

U = Uniform
G = Gradational
E = Erratic

جدول ۱۱– ۵ رتبه‌بندی مشخصات مکانیک‌سنگی برای روش‌های استخراج متفاوت

Key:

Rock Substance Strength
W = Weak
M = Moderate
S = Strong

Fracture Spacing
VC = Very Close
C = Close
W = Wide
VW = Very Wide

Fracture Strength
W = Weak
M = Moderate
S = Strong

5b: Hanging Wall

Mining Method	Rock Substance Strength			Fracture Spacing				Fracture Strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stoping	−49	3	4	−49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall Mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar Mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stoping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill Stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0
Square Set Stoping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

5a: Ore Zone

Mining Method	Rock Substance Strength			Fracture Spacing				Fracture Strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stoping	−49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall Mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar Mining	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stoping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stoping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4
Square Set Stoping	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

5c: Footwall

Mining Method	Rock Substance Strength			Fracture Spacing				Fracture Strength		
	W	M	S	VC	C	W	VW	W	M	S
Open Pit Mining	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stoping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar Mining	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stoping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3
Square Set Stoping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

جدول ۱۱– ٦ فاکتورهای وزن‌دهی

Ore Geometry	1.0	1.0	1.0
Ore Zone Ground Conditions	1.33	0.75	1.0
Hanging Wall Ground Conditions	1.33	0.6	0.8
Footwall Ground Conditions	1.33	0.38	0.5

حل مثال نیکلاس به طور خلاصه در جدول ۱۱– ۷ آورده شده است. اولین گام لیست کردن توزیع هندسی/عیار و مشخصات مکانیک سنگی ذخیره معدنی(جدول ۱۱– ۷ ستون ۱)است. بعداً ستون

مشخصات ۱۱- ۵ و ۱۱- ٦ برای ذخیره ماده معدنی تشخیص داده می‌شود و سپس مقادیر هر یک از قسمت‌های توزیع هندسی/ عیار، مشخصات مکانیک سنگی ماده معدنی ، کمر بالا و کمر پایین برای هر روش استخراج با هم جمع می شوند (جدول ۱۱- ۷ ستون ۲و ۳).

جدول ۱۱- ۷ مثالی از انتخاب روش عددی

Geometry/Grade Distribution	(Column 1)	(Column 2) open pit	(Column 3) block caving etc.
		(values from Table 23.4.4)	
	tabular or		
General shape	platy	2	2
Ore thickness	thick	4	2
Ore plunge	flat	3	3
Grade distribution	uniform	3	4
Depth (used later)	425 ft (130 m)	--	--
		12	11
Rock Mechanics Characteristics		(values from Table 23.4.5)	
Ore Zone			
Rock substance strength	strong	4	1
Fracture spacing	close	2	4
Fracture strength	moderate	3	3
		9	8
Hanging Wall			
Rock substance strength	strong	4	1
Fracture spacing	wide	4	3
Fracture strength	moderate	3	2
		11	6
Footwall			
Rock substance strength	moderate	4	3
Fracture spacing	close	2	3
Fracture strength	weak	2	1
		8	7

Characteristic Values Totaled for Different Mining Methods

Mining Method	Geometry/Grade Distribution	Rock Mechanics Characteristics				Grand Total
		Ore	HW	FW	Total	
Open Pit Mining	12	9	11	8	28	
Block Caving	11	8	6	7	21	
Sublevel Stoping	11	5	7	2	14	
Sublevel Caving	13	7	6	3	16	
Longwall Mining	−37	8	5	6	19	
Room and Pillar Mining	−38	7	8	3	18	
Shrinkage Stoping	11	6	6	8	20	
Cut and Fill Stoping	7	8	7	10	25	
Top Slicing	14	6	6	7	19	
Square Set Stoping	8	8	7	10	25	

مقادیر زون ماده معدنی، کمربالا و کمرپایین باید به فاکتورهای وزنی ضرب شود و سپس با هم جمع شوند. عدد بدست آمده باید با مجموع توزیع هندسی/عیار جمع شود (جدول ۱۱- ۸). با بکارگیری این نوعرتبه‌بندی مشخصات -که می‌تواند نشان دهد کدام روش شانس کمی برای انتخاب روش استخراج

دارد یا در مواردی که عدد کل جمع شده برابر باشد- می‌توان تعیین کرد که کدام مشخصات برای انتخاب روش معدنکاری مناسب‌ترین است.

برای مثال آورده شده، روش استخراج انتخاب شده استخراج روباز، استخراج برش از بالا، کرس چینی، تخریب بلوکی و تخریب از طبقات فرعی است.

نتایج حاصل از تکنیک های انتخاب روش در جدول ۱۱- ۹ آورده شده است. ممکن است کسی از همان ابتدا نتایج حاصله را معلوم بداند، شاید این امر برای این مثال درست باشد اما در همه موارد چنین نیست. فاکتورهای مهمی ممکن است نادیده گرفته شوند؛الگوی انتخابی را بکار ببرید که همه فاکتورها را مورد توجه قرار دهد همان طوری که در روش نیکلاس نشان داده شده است. شرایط ضعیف کمر پایین یک مانع مهم در بکارگیری استخراج از طبقات فرعی است، یک فاکتور نامناسب لزوماً یک روش را حذف نمی‌کند.تخریب در طبقات فرعی نیازمند کارهای گسترده جهت ایجاد دریفت و محل‌های عبور ماده معدنی در کمر پایین است، بنابراین شرایط بد زمین‌شناسی نیازمند اجرای نگهداری بیشتری است، یعنی زمان زیادی جهت آماده‌سازی صرف می‌شود. این به معنی کنار گذاشتن روش نیست، تنها به این معنی است که در حین اجرای آنالیز هزینه‌ها، باید هزینه زیادی را در آماده‌سازی کمر پایین مدنظر باشد.جدول۱۱- ۸ مقادیر مشخصات که به فاکتورهای وزنی ضرب شده‌اند

Mining Method	Geometry/Grade Distribution	Rock Mechanics Characteristics				Grand Total
			HW	FW	Total	
Open Pit Mining	12	9	8.8	4.0	21.8	33.8
Block Caving	11	8	4.8	3.5	16.3	27.3
Sublevel Stoping	11	5	5.6	1.0	11.6	22.6
Sublevel Caving	13	7	4.8	1.5	13.3	26.3
Longwall Mining	−37	8	4.0	3.0	15.0	−22.0
Room and Pillar Mining	−38	7	6.4	1.5	14.9	−23.1
Shrinkage Stoping	11	6	4.8	4.0	14.8	25.8
Cut and Fill Stoping	7	8	5.6	5.0	18.6	25.6
Top Slicing	14	6	4.8	3.5	14.3	28.3
Square Set Stoping	8	8	5.6	5.0	18.6	26.6

جدول ۱۱- ۹ خلاصه‌ای از روش‌های انتخاب شده

	Boshkov and Wright	Hartman	Morrison	Laubscher	Nicholas
Open Pit Mining		X			1
Block Caving	X	X	X	X	3
Sublevel Caving	X	X	X		5
Top Slicing	X		X		2
Square Set Stoping	X				4
Cut and Fill Stoping					6

هیچ کدام از سیستم‌های انتخاب روش استخراج، تنش‌های برجا را در نظر نگرفته است. الگوها تاثیر تنش‌های قائم را از طریق عمق در نظر گرفته‌اند اما هیچ یک از آن‌ها در مورد تاثیر تنش‌های افقی در روش انتخاب استخراج بحث نکرده‌اند. اگر چه روش‌های استخراج حاصل شده از فرایند انتخاب، از لحاظ تکنیکی امکان پذیر هستند اما ممکن است هزینه استخراج آنها نسبت به هم خیلی متفاوت باشد.

بر اساس هزینه‌های استخراج رده‌بندی شده نسبی هارتمن و موریسون، روش‌هایی که هزینه عملیاتی کمی دارند انتخاب می‌شوند. به هر حال این رده‌بندی ارایه کننده هزینه میانگین بوده و و در صورتی که روش مناسب برای شرایط موجود زمین مناسب باشد؛ بنابراین استفاده از این رده‌بندی هزینه باید با احتیاط انجام شود.

براساس هزینه های نسبی اجرا، روش‌ها ممکن است به صورت زیر رده‌بندی شوند:

۱- استخراج روباز

۲- تخریب بلوکی

۳- تخریب از طبقات فرعی

۴- استخراج برش از بالا

۵- کرس چینی

با توجه به رده‌بندی ارایه شده در بالا مرحله بعد باید تشخیص داده شود که استخراج به صورت سطحی یا زیرزمینی انجام گیرد.

۱۱-٤- مراحل فرآیند انتخاب

فرایند انتخاب روش استخراج یک فرایند تکراری است، با هر تکرار به خصوصیات آماده‌سازی هر مرحله نزدیک می شود.

یک ذخیره معدنی برای استخراج ۵ مرحله را طی می کند:

۱- اکتشاف اولیه زون کانی سازی شده

۲- حفاری‌های توسعه‌ای برای تعیین حد کانسار و مطالعات امکان سنجی

۳- طراحی و آماده سازی ذخیره

٤- اصلاح و به روز کردن در حین تولید

۵- پایان عمر معدن (بستن معدن)

در بخش‌های قبلی نشا داده شده است که چگونه پارامترهای فیزیکی کلیدی ذخیره معدنی و شرایط زمین جهت تعیین روش استخراج مناسب به کار برده می‌شوند. این تکنیک‌ها در هر تکرار قابل استفاده هستند چیزی که تغییر می‌کند اطلاعات موجود، درجه اطمینان آنالیز اقتصادی و ملاحظات پارامترهای دیگر موثر بر روش استخراج مثل هزینه، نیروی کار و قوانین محیط زیستی می‌باشد.

۱۱-٤-۱- مرحله ۱: اکتشافات اولیه

اکتشاف یک ذخیره معدنی توسط یک منطق جمعی(*Corporate philosophy*) هدایت می‌شود(اکتشاف و پی جویی). اگر چه زمین‌شناسان اکتشافی تکنیک‌های اکتشاف لازم را یاد گرفته‌اند، اما

ممکن است اطلاعتی در مورد علم اقتصاد که در جستجو و اکتشاف کانی‌های مخصوص با کمترین عیار

و یا

جدول ۱۱– ۱۰ رده‌بندی روش‌های استخراج براساس هزینه‌های عملیاتی نسبی

Mining Method	Ranking Cost (Percent)
a. Hartman (1987) Ranking	
Hydraulicking, Dredging, Leaching	5
Open Pit/Open Cast Mining	10
Block Caving, Longwall Mining	20
Room and Pillar Mining	30
Stope and Pillar Mining	
Sublevel Stoping	40
Shrinkage Stoping, Sublevel Caving, Induced Caving	50
Cut and Fill Stoping	60
Square Set Stoping	100
Source: Hartman, 1987.	
b. Morrison (1976) Ranking	
Open Pit Mining	Lowest
Block Caving	
Sublevel Stoping	
Sublevel Caving	
Longwall Mining	
Room and Pillar Mining	
Shrinkage Stoping	
Cut and Fill Stoping	
Top Slicing	
Square Set Stoping	Highest

تناژ وجود دارد، نداشته باشند. با زمین‌شناسان باید در مورد اقتصاد پایه(اساسی) بحث شود تا بتوانند روش تعیین هدف را درک کنند. آنچه که پیدا می‌شود ممکن است به طور دقیق با هدف سازگازی نداشته باشد، اما باید توانایی این را داشته باشد که با ارزیابی مناسب بتوانند برنامه‌ی اکتشاف را طوری تغییر دهند که به نیازهای مورد نظر دست یابند. همچنین این امر باعث می‌شود که راه‌های ارتباطی بین زمین‌شناسان و مهندسین معدن در آینده طراحی معدن باز شود.

زمانی که زون کانی‌زایی شده پیدا شد، اولین پیش‌بینی‌های تعیین روش استخراج انجام می‌شود. اولین پارامتری که در انتخاب روش باید مورد توجه قرار گیرد، هندسه ذخیره معدنی و شرایط زمین‌شناسی است که با قضاوت مهندسی و مقایسه اجراهای مشابه ترکیب شده است. استفاده از سیستم هارتمن و یا

باشکوف-رایت در این مرحله منطقی است. از این تکنیک‌ها در تشخیص این‌که کدام یک از این مشخصات برای روش‌های استخراج بحرانی است، استفاده می‌شود، بنابراین اطلاعات ضروری در حین حفاری آماده‌سازی قابل جمع‌آوری است. تکنیک‌های دیگر انتخاب روش نیز می‌توانند استفاده شوند، اما اطلاعات لازم ممکن است کافی نباشند.

جهت طراحی یک برنامه حفاری آماده‌سازی خوب، هزینه سرمایه‌گذاری و اجرای هر یک از روش-های استخراج برای تولید با تناژهای مختلف ارزیابی می‌شود تا بتوان اندازه و عیار هدف را بدست آورد و از آن برای تعیین محدوده حفاری اکتشافی استفاده کرد.

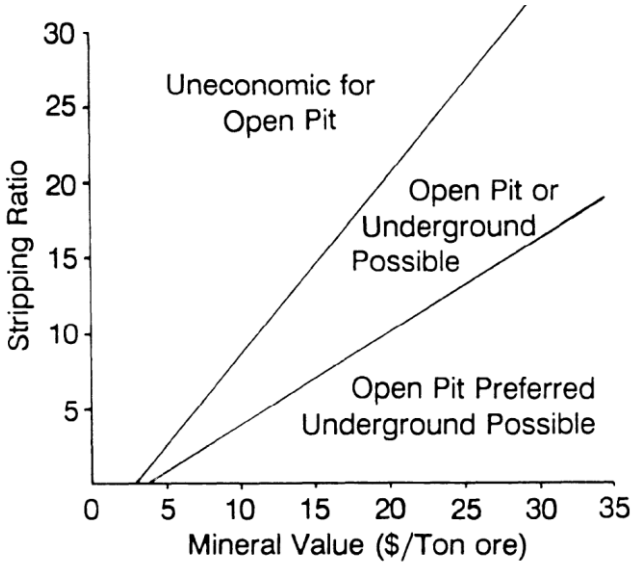
۱۱-٤-۲- مرحله ۲: حفاری توسعه‌ای و امکان سنجی

در مرحله ۲، از گمانه‌های حفاری توسعه‌ای برای تعیین تناژ و عیار ذخیره معدنی و همچنین برای جمع‌آوری اطلاعات متالوژیکی، ژئوتکنیکی، هیدرلوژیکی و داده‌های محیط‌زیستی که در تعیین روش استخراج و کانه‌آرایی لازم است، استفاده می‌شود. در حین و یا اواخر برنامه حفاری گمانه‌ای، آنالیز کمی برای روش‌های استخراج بالقوه که قابلیت اجرا دارند، انجام می‌شود. این آنالیز معمولاً یکبرنامه‌ریزی مفهومی معدن و یا یک مطالعه امکان سنجی است. برنامه حفاری گمانه‌های توسعه‌ای باید برای تعیین اندازه هدف و یا محدوده کانسار طراحی شود، بنابراین فاصله گمانه زیاد است و تعدادی از گمانه‌ها در خارج از محدوده قابل استخراج حفر می‌شوند. گمانه‌های خارج از محدوده کانسار اطلاعات مکانیک سنگی در مورد منطقه‌ای که دیواره پیت و یا دیگر تجهیزات و امکانات در آن قرار می‌گیرند، را می‌دهد. زمین‌شناسان باید از طریق متالورژیست‌ها، مهندسان مکانیک سنگ و مهندسان استخراج پی ببرند که چه داده‌هایی برای آنها از مغزه‌های حفاری و یا خرده‌های حفاری لازم است. الگوی حفاری، روش حفاری

و تکنیک های چاه‌پیمایی باید بر اساس نوع ماده معدنی تعیین شوند، در این موارد کاف (۱۹۷۹) و پتر (۱۹۷۸) بطور کامل بحث کرده‌اند.

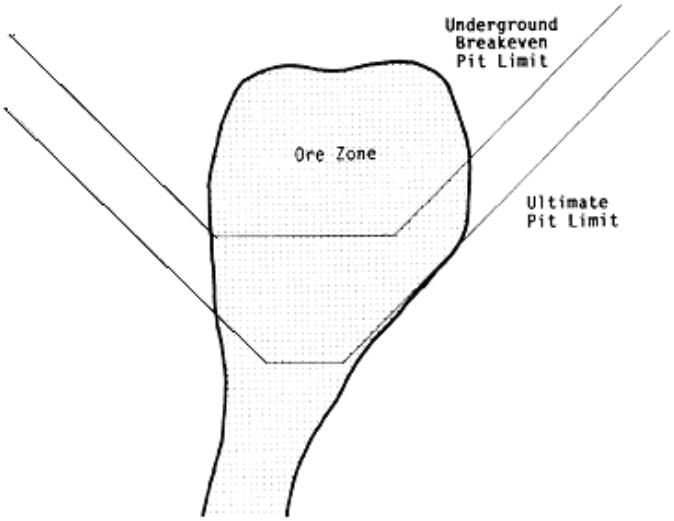
در مرحله ۲ باید اطلاعات کافی برای استفاده از تکنیک انتخاب روش لابشر و یا نیکلاس بدست آید. در اقدام اول باید روش‌های استخراج که بیشتر معمول و متداول است مورد توجه قرار گیرند. اگر شرایط ما را مجبور به بررسی و حذف استفاده از روش‌های نو کند، چنین کاری باید بعد از بررسی روش های معمول به کار گرفته شوند. همان طوری که قبلاً نشان داده شد یک ذخیره معدنی می‌تواند سطحی یا زیرزمینی استخراج شود. بخش ۲۳.۲ ؟روش‌های سطحی را در برابر روش‌های زیرزمینی، به طور دقیق در مورد فرآیند انتخاب بحث می‌کند. عموما اگر در انتخاب آزاد باشیم، روش های سطحی به روش‌های زیرزمینی ترجیح داده می‌شود. چون استخراج سطحی مشکلات تکنیکی کمتری دارد و عموماً تولید آن بیشتر از استخراج زیرزمینی است. تصمیم در مورد استخراج سطحی یا زیرزمینی معمولا یک تصمیم اقتصادی است، اگرچه ممکن است قوانین محیط‌زیستی ما را ملزم به استفاده از روش‌های زیرزمینی کند، حتی اگر روش سطحی اقتصادی تر باشد. شکل ۱۱– ۵ یک راهنمای کلی در مورد این که چه زمانی روش‌های استخراج زیرزمینی به روش‌های سطحی ترجیح داده می‌شود را نشان می دهد، که بر اساس ارزش کانی و نسبت باطله برداری بنا شده است. بعضاً شرایطی برای ذخایر استخراجی توسط روش‌های روباز پیش می‌آید، بطوری که قسمت عمیق‌تر ذخیره در مراحل بعدی توسط روش‌های زیرزمینی استخراج می‌شود. در این صورت یکی از فاکتورهای کلیدی برای طراحی مرحله بعدی استخراج این است که مطمئن شوید بعد از استخراج روباز، ذخیره کافی جهت توجیه‌پذیری سرمایه‌گذاری در استخراج زیرزمینی موجود باشد. استخراج روباز بهتر است تا رسیدن به حد سر به سری (روباز به زیرزمینی) انجام شود نه تا رسیدن به محدوده نهایی معدن (شکل ۱۱– ٦).

اگر روش زیرزمینی ترجیح داده شود باید توسط یکی از تکنیک‌های انتخاب روش ارائه شده در بخش ۱۱- ۳، دو یا سه روش استخراج مناسب پیشنهاد شود. سپس این روش‌ها از لحاظ اقتصادی بررسی می‌شوند تا معلوم شود کدام روش بیشترین بازگشت سرمایه را دارد. پارامترهای ورودی برایآنالیز هزینه، مقادیر تقریبی ابعاد معدنکاری لازم است. ابعاد و حجم استخراج بر اساس نوع طبقه‌بندی یا قضاوت مهندسی که بر اساس آن آنالیز انجام می‌شود، تعیین می‌شود. بقیه پارامترها، باید بر اساس حجم



شکل ۱۱- ۵ نسبت باطله‌برداری- ارزش کانی

استخراج مورد نیاز شرکت، قابلیت دسترسی و نوع نیروی کار و قوانین محیط زیستی مورد توجه قرار می‌گیرند.

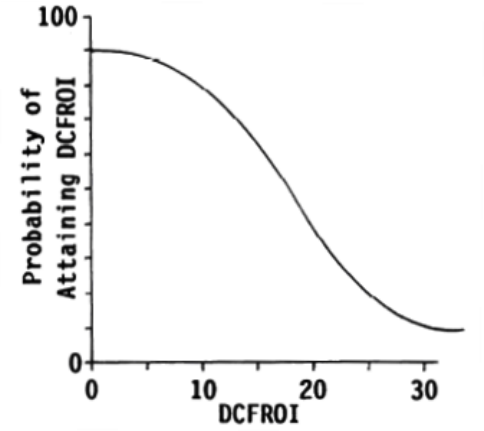


شکل ۱۱-٦ محدوده نهایی پیت- محدوده سربه سری(*breakeven*)پیت

۱۱-٤-۳- مرحله ۳: طراحی

در مرحله ۳، مرحله طراحی، نقشه‌های معدنی برای مناسب‌ترین روش ممکن که در مرحله ۲ تعیین شده است، ارزیابی می‌شوند. محاسبات انجام شده برای ذخیره قابل استخراج و تعیین عیار حد، این اجازه را می‌دهد که آنالیز اقتصادی دقیقی جهت تعیین مقدار سرمایه و نرخ بازگشت سرمایه انجام شود. با این اطلاعات تصمیم نهایی در مورد انتخاب روش استخراج گرفته می‌شود. اگر چه طراحی و برنامه‌ریزی دقیق در این مرحله زمان زیادی را می‌گیرد ولی اگر اشتباهی در طراحی صورت گیرد، باعث خسارات جبران‌ناپذیری می‌شود. پی‌بردن به این اشتباه در طراحی در این مرحله بهتر از پی‌بردن به آن در مرحله اجرا است. البته هنوز احتمال غیر اقتصادی بودن پروژه وجود دارد. ارزیابی‌ها باید با آگاهی از شرایط متغیر موجود، کمیت و کیفیت داده‌ها صورت گیرد. معدنکاری یک کار پر ریسک است. بانک‌داران به آنالیز ریسک آشنا هستند، لذا ارزیابی‌ها باید با زبان آن‌ها صورت گرفته و توزیع درآمدهای ناشی از پروژه را نشان می‌دهد. تا زمانی احتمال دسترسی به یک مقدار معین *DCFROI* (نرخ تنزیل

بازگشت سرمایه[1] وجود داشته باشد. اجرای طرح امکان‌پذیر می‌باشد. نکته‌ای که باید بدان توجه کرد این است که دقت طراحی نباید بیشتر از دقت ذخیره ماده معدنی یا طراحی معدن باشد.



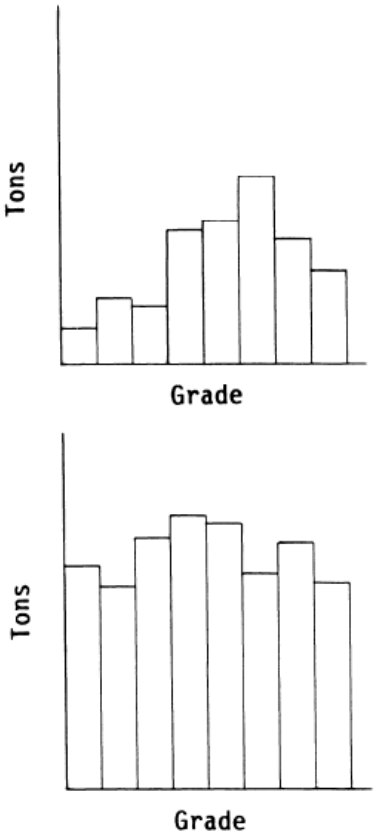
شکل ۱۱- ۷ احتمال دسترسی به *DCFROI*

ذخایر قابل استخراج- ذخایر قابل استخراج تعیین می‌کند که کدام ماده معدنی توسط کدام روش‌ها قابل استخراج است. این ذخایر نتایج حاصل از تعیین مقدار ذخیره صنعتی موجود، عیار حد، محدودیت‌های دیکته شده از ضخامت، گسترش جانبی و عمق آن است. مقدار کانی موجود از طریق اطلاعات حاصل از گمانه‌ها و تفسیر زمین‌شناسی به دست می‌آید. روش‌های زیادی برای درون‌یابی و برون‌یابی عیار ماده معدنی از روی گمانه‌ها وجود دارد که عبارتند از: کرجینگ، عکس مربع و اختصاص عیار به منطقه تحت تاثیر، روش‌های معمول جهت محاسبه مقدار کانی موجود شامل روش‌های پلی‌گون، مثلثی و مقطع و مدل بلوکی است.

تعیین عیار حد یک فرایند تکراری است و تاثیر زیادی بر روی ذخایر قابل استخراج دارد. اولین ورودی‌های مورد نیاز جهت تعیین عیار حد، هزینه سرمایه‌گذاری و عملیاتی است. این اطلاعات در مراحل اولیه تشخیص ذخیره قابل استخراج، کافی و یا در دسترس نیست. زمین‌شناس باید توزیع عیار و

[1] Discount Cash Flow Return On Investment

تناژ را بدست آورد تا تشخیص دهد که آیا یک مرز طبیعی وجود دارد یا نه(شکل ۱۱– ۸) که کمتر از آن بر مقدار ذخیره چندان نمی‌افزاید. در غیر این‌صورت هزینه‌های عملیاتی و سرمایه‌گذاری باید تخمین زده شوند. چندین منطق در مورد اینکه آیا سرمایه گذاری اولیه در محاسبه عیار حد استفاده شود، وجود دارد. در ابتدا باید عیار حد را با استفاده و بدون استفاده از سرمایه بدست آید.



شکل ۱۱– ۸ نمودار فراوانی عیار– تناژ

پارامترهای بحرانی طراحی– برای هر یک از روش های استخراج چندین پارامتر بحرانی طراحی باید به عنوان قسمتی از فرایند انتخاب روش جهت آنالیز اقتصادی ارزیابی شوند.

استخراج روباز– پارامتر بحرانی طراحی برای انتخاب روش استخراج روباز زاویه شیب است. چون زاویه شیب و محدوده زون ذخیره‌معدنی برای تخمین نسبت باطله‌برداری که نهایتاً بر روی اقتصاد انتخاب روش‌ها تأثیر می‌گذارد، بکار می‌رود. (*Soderberg&Rausch,1986*). ارزیابی زاویه نهایی شیب

توسط تشخیص پتانسیل شکست هندسی از روی جهت‌داری ساختارهای زمین‌شناسی و انتخاب زاویه شیبی که تعداد شکست‌های ساختاری را کاهش می‌دهد، امکان‌پذیر است. اگر ساختار، مقاومت برشی، طول، و فاصله‌داری در دسترس باشند آنالیز پایداری می‌تواند اجرا شود.

استخراج انحلالی- پارامتر بحرانی برای استخراج انحلالی، بازیابی ماده معدنی است، یعنی محدودیت‌های متالورژیکی بحرانی‌تر از محدودیت‌های استخراجی می‌باشد. برای لیچینگ سطحی یا برجا، نفوذپذیری و تخلخل فاکتورهای محدودکننده هستند؛ این پارامترها می‌توانند با افزایش خردایش حاصل از انفجار بهبود یابند. در استخراج گمانه‌ای، طراحی سایز پمپ و فاصله‌داری چالها دارای اهمیت است. همچنین لیچینگ حوضچه‌ای و لیچینگ توده‌ای توسط توزیع سایز خردایش کنترل می‌شود. طراحی سایز ماده معدنی سنگ‌شکنی شده و یا انفجار شده تعیین کننده توزیع نهایی اندازه خردایش است.

تخریب بلوکی- تخریب پذیری ذخیره معدنی باید تفصیلی‌تر از مرحله ۲ بررسی شود. زمانیکه تخریب‌پذیری مشخص شد کمترین فاصله نقاط تخلیه، اندازه قابل نگهداری دریفت، و حد نشست باید تعیین شود. هر زمینی قابلیت تخریب دارد؛ تخریب‌پذیری تعیین‌کننده مقدار زیربرش جهت تخریب سنگ و توزیع سایز خردایش توده تخریب شده، می‌باشد. اگر سطح ذخیره معدنی خیلی کوچک باشد، برای تخریب محرک‌هایی لازم است.

با بکارگیری طبقه بندی لابشرو یا تئوری قوس فشار (*Alder, Potts, and Walker, 1951*)، عرض زیربرش لازم جهت تخریب قابل تخمین است. لابشر، شعاع هیدرولیکی لازم را بر اساس سیستم طبقه-بندی خودش بدست می‌آورد. در تئوری قوس فشار، ماگزیمم فاصله‌ای که سنگ می تواند بار را انتقال دهد، مورد توجه قرار می گیرد.

اگرچه هر ذخیره معدنی دارای یک فاصله انتقال معینی است، اما رابطه بین عمق و بیشترین فاصله انتقال قابل تعیین است(شکل ۱۱– ۹). بر اساس تئوری قوس فشار، اگر عرض زیربرش بیشتر از دو برابر ماکزیمم فاصله انتقال نباشد، فقط سنگ زیر قوس قابلیت تخریب دارد. اگر ذخیره خیلی کوچک باشد بطوریکه قابلیت تخریب نداشته باشد، باید از محرک‌هایی از قبیل انفجار چال‌های بلند از طبقات فرعی یا تضعیف اطراف ذخیره جهت تخریب استفاده کرد.

فاصله‌داری نقاط تخلیه تابعی از، توزیع سایز خردایش ماده معدنی و مواد روباره و مقاومت پایه‌ها است. با کاهش اندازه خردایش، باید نقاط تخلیه به هم نزدیک شوند تا ترقیق کمتر صورت گیرد. توده سنگ بین نقاط تخلیه به عنوان پایه مورد استفاده قرار گرفته و کمترین فاصله بین نقاط تخلیه را تعیین می‌کند. تعیین بار ورودی بر پایه‌ها بسیار سخت است ولی روش تخمین کندورسکی (۱۹۷۵) یا پنک[1] (۱۹۷۸) بطور مشترک با روش تخمین باربری لنگه‌ها(*Wilson, 1972*) جهت تعیین ظرفیت باربری استفاده می‌شود. با استفاده از منحنی خردایش و طراحی پایه، می توان مقایسه‌ای بین فاصله‌داری نقاط تخلیه با حالت اجرائی موجود انجام داد(شکل ۱۱– ۱۰).

اندازه دریفت جمع‌آوری کننده ماده معدنی و نگهداری مورد نیاز در تخمین هزینه روش استخراج مهم است. انتخاب تجهیزات ممکن است این تصمیم را تحت تأثیر قرار دهد، اما این مشخصات توده سنگ است که نشان می‌دهد چه چیزی امکانپذیر و چه چیزی امکانپذیرنیست. بکارگیری روش‌های طبقه‌بندی و نگهداری(*Barton, Lien, & Lunde, 1974*) شاید بتواند در تخمین سیستم نگهداری مورد نیاز کمک کند.

برای جلوگیری از خرابی تأسیسات معدن و آسیب به شفت تا پایان عمر معدن، باید حد نشست مشخص شود. در صورت عدم وجود ساختار زمین شناسی مهم عمده، با تصویر خطی که با زاویه ٤٥

[1] Kendorski or Penk

درجه از کف ذخیره معدنی به سطح زمین رسم می‌شود، نزدیکترین محلی که تجهیزات دائمی می‌توانند قرار گیرند، تعیین می‌شود. هر چند جابجائی سطح زمین در بیشتر اوقات با زاویه ٦٠ درجه از ذخیره معدنی صورت می‌گیرد، اما در صورت وجود یک گسل بزرگ، محدوده نشست توسط این گسل کنترل می شود.

استخراج جبهه کار طولانی/ کوتاه- پارامتر بحرانی که باید برای امکان سنجی روش استخراج جبهه کار بلند مدنظر قرار گیرند عبارتند از: میدان تنش مورد انتظار در زون استخراج، ابعاد راهروهای ورودی و پایه‌های حائل، و نگهداری راهروهای ورودی. بردی و براون تأکید می‌کنند که تعیین درست میدان تنش تأثیر مهمی در همه زمینه‌های طراحی و برنامه‌ریزی معدن دارد. طول جبهه‌کار، نرخ پیشروی، نیاز جبهه‌کار به نگهداری، و رفتاری که روباره در تخریب دارد، همگی تحت تأثیر توسعه میدان تنش می باشد. با تعیین صحیح میدان تنش می‌توان ابعاد راهروهای ورودی، نگهداری مورد نیاز و ابعاد پایه‌ها را طراحی کرد.

استخراج اتاق و پایه/ کارگاه و پایه-سه پارامتر بحرانی در روش‌های اتاق پایه / کارگاه و پایه عبارتند از: عرض کارگاه‌ها ، اتاق‌ها ، ابعاد پایه‌ها ، نیاز به خاکریزی. در استخراج از طبقات فرعی، عرض کارگاه ها تابع رفتار سقفبلاواسطهوسقفمیانیاست.سقف میانیتوسط تئوری قوس فشار مشخص می‌شود. پایه‌های حایل که در فاصله‌ای به اندازه دو برابر طول قوس قرار می‌گیرند، باید بتوانند سطح بار وارده را تحمل کنند. سقف بلاواسطه زمینی است که در زیر قوس فشار قرار دارد و به عنوان تیر، صفحه و یا قوس عمل می‌کند. از امتداد، فاصله‌داری و طول درزه می‌توان جهت تعیین عرض کارگاه‌ها استفاده کرد. پایه های قرار گرفته درون قوس باید بار حاصل از وزن توده سنگ قوس را تحمل نماید.(شکل١١- ١١).

معمولاً پر کردن قسمت‌های استخراج شده در استخراج اتاق و پایه به دلیل اینکه پایه‌ها برای تحمل بار سقف طراحی شده‌اند بکار نمی‌رود. به هرحال اگر منطقه بزرگی استخراج شود از خاکریز برای کاهش دادن منطقه تخریب شده و یا جلو گیری از تخریب پایه ها با گذشت زمان، استفاده می شود.

استخراج از طبقات فرعی- پارامترهای بحرانی طراحی مشابه روش کارگاه و پایه است. به غیر از اینکه اگر مجبور به پر کردن کارگاه ها باشیم، باید در طراحی استخراج، فاصله بین طبقات فرعی و احتیاج به لنگه‌های آستانه‌ای را مد نظر قرار می دهیم

فاصله بین طبقات فرعی توسط ارتفاع ذخیره معدنی و عرض لنگه‌ها تعیین می‌شود. با استفاده از خاکریزی (پر کردن) می توان آنها را بازیابی کرد. خاکریزی باعث کاهش تأثیر ناشی از پایه شکسته شده (تخریب شده). همچنین باعث کاهش عرض پایه مورد نیاز می‌شود. پایه آستانه‌ای زمانی مورد نیاز است که: عرض پایه‌های مورد نیاز زیاد باشد، فاصله بین طبقات فرعی بیشتر از ۵۰ متر (۱۷۰ فوت) باشد، و یا مدت زمان زیادی برای دسترسی به طبقات فرعی لازم باشد. مواد باطله می‌توانند به عنوان پرکننده به کار رود، البته قبل از به کارگیری باید ابتدا زهکشی شوند. اضافه کردن سیمان باعث کاهش ترقیق(اختلاط) در زمان استخراج پایه‌ها می‌شود. اضافه کردن سیمان ممکن است باعث بهبود ظرفیت باربری مواد پر شونده نشود مگر اینکه قبل از پر کردن زهکشی شوند.

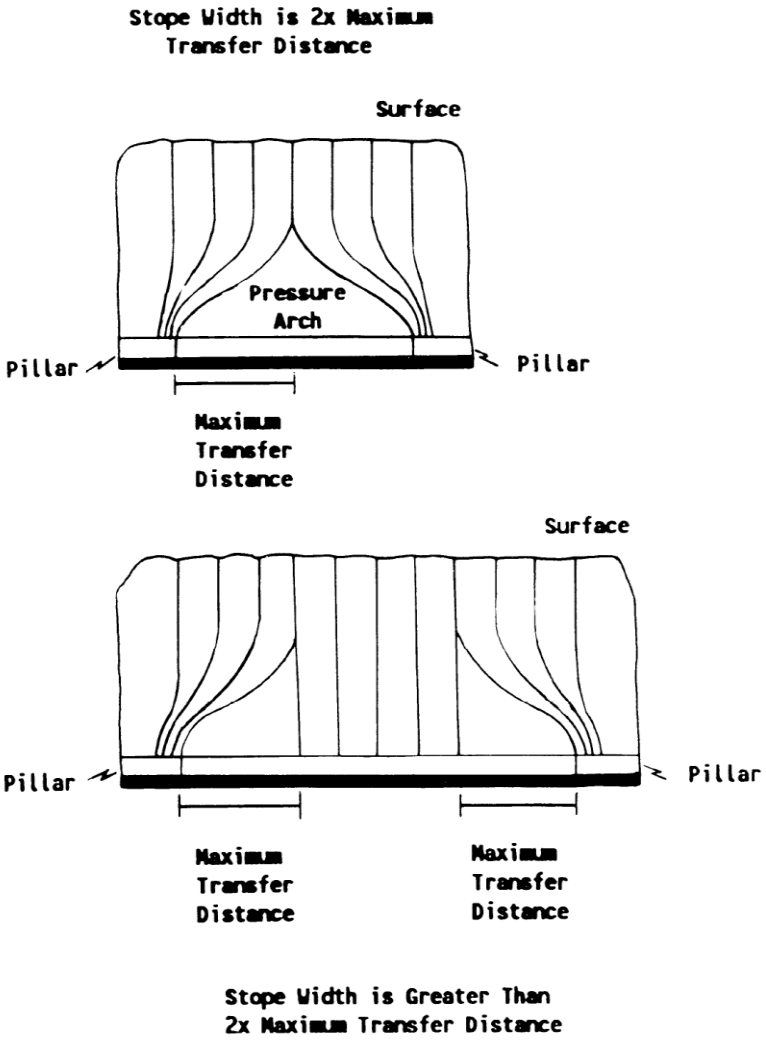
تخریب در طبقات فرعی– پارامترهای بحرانی برای این روش عبارتند از: تخریب‌پذیری کمربالا، اندازه دریفت طبقات فرعی، نگهداری مورد نیاز، و فاصله بین دریفت های طبقات فرعی.

جانیلد و واپیل (۱۹٦٦) و واپیل (۱۹۸۲) راهبردهایی برای طراحی طبقات فرعی ارایه کردند. کمربالا باید در قسمت عقب زون ماده معدنی قرار گیرد، وگرنه استخراج از طبقات فرعی صورت نمی‌گیرد. به

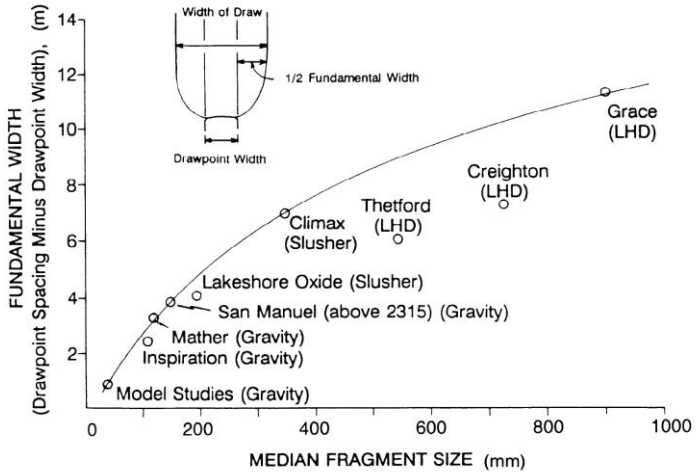
کارگیری آنالیزهای مشابه به کار گرفته شده در تخریب بلوکی، تخمینی برای ابعاد مورد نیاز جهت شروع تخریب و همچنین تعیین تأثیر آنها بر روی توزیع دانه‌بندی خردایش فراهم می‌کند.

فاصله عمودی بین دریفت‌ها به طور اساسی تابع تجهیزات است، اما فاصله افقی بین دریفت‌ها توسط عرض بیضی‌های تخلیه و مقاومت سنگ تعیین می‌شود. جانیلد و واپیل رابطه‌ای بین فاصله دریفت‌ها با فاصله بین طبقات فرعی و فاصله مرکز به مرکز بیضی ها پیدا کرده‌اند(شکل ؟٤.١٢.٢٣٤).

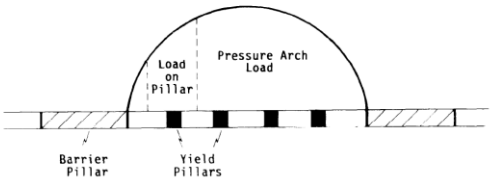
توده سنگ بین دریفت‌ها می‌تواند به عنوان پایه تحلیل و آنالیز شود.



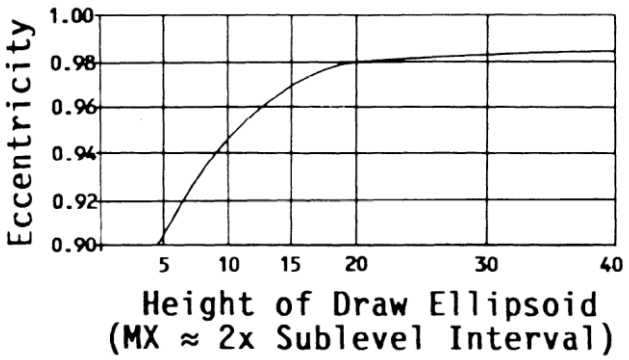
شکل ١٣- ٩ تئوری قوس فشار



شکل ۱۱- ۱۰ عرض پایه- سایز خردایش. فاکتور تبدیل: $1in = 25.4mm$ ، $1\ ft = 0.3048m$



شکل ۱۱- ۱۱ بار وارده بر پایه‌های تسلیمی



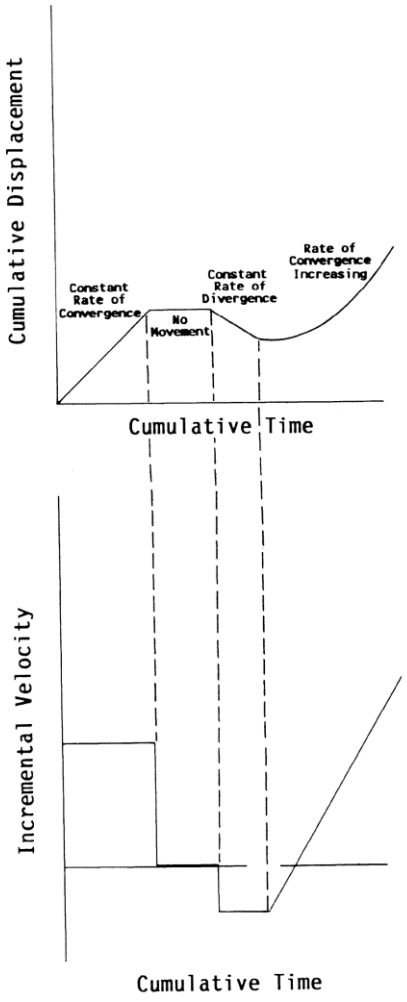
شکل ۱۱- ۱۲ خروج از مرکز- ارتفاع بیضی تخلیه

روش استخراج انباره‌ای- برای این روشنیز آنالیز مشابه باید انجام گیرد ولی تخریب‌پذیری سنگ بالاسر باید به دقت مورد بررسی قرار گیرد. نگهداری مورد نیاز همانند آنچه در روش تخریب بلوکی بحث شد، قابل تخمین است. ملاحظات طراحی معادن اتاق و پایه به طور اساسی مشابه طراحی روش استخراج در طبقات فرعی است.

استخراج کندن و پر کردن– پارامترهای بحرانی در هر دو روش استخراج به سمت‌بالا و پایین عبارتند از: شرایطتوده سنگ در زون کانسار، کمربالا و کمرپایین. مک ملن و فرگوسن در سال۱۹۸۲ راهبردهایی برای طراحی معادن کندن و آکند ارایه کرده‌اند. برای یک زون کانسار ضعیف لازم است که سقف مصنوعی برای اجرای عملیات استخراج ایجاد شود. اگر زون ماده معدنی نسبتاً کیفیت خوبی داشته باشد در استخراج بالاسری باید بیشترین پایداری کمر بالا در طراحی استفاده شود. در هر دو حالت مشخصات درزه و میدان تنش یک نقش بحرانی در پیش‌بینی رفتار سنگ بازی می‌کند.

در بعضی موارد بعضی از پایه‌ها جا گذاشته می‌شود تا به نگهداری زون ماده معدنی کمک نماید. پایه‌هایی که در استخراج کندوآکند به کار می‌روند در حالت تسلیم طراحی می‌شوند، که بتوانند بار وارده را به مواد پر کننده انتقال دهند. مواد پرکننده باید طوری طراحی شوند که دانسیته یا سختی کافی برای انتقال بار وارده، بعد از تغییر شکل پایه‌ها و سنگ‌های اطراف، داشته باشند.

روش استخراج کرسی چینی- پارامتر کلیدی در این روش وجود الوارهای مناسب است. اندازه الوارها و فاصله بین نگهدارنده‌های الواری قابل طراحی است. به هر حال مشخصات طراحی باید حالت میانگین را در نظر گیرند، البته باید با پیشرفت استخراج با وضعیت موجود تطبیق داده شوند. سخت‌ترین قسمت طراحی تعیین بار ورودی به الوارها است که می‌توان با تحلیل‌های عددی آن را تخمین زد. به خاطر هزینه بالای نیروی کار، حمل مواد بیشترین هزینه اجرایی را تشکیل می‌دهند.



شکل ۱۱- ۱۳ نمودار جابجایی تجمعی و سرعت

۱۱-٤-٤- مرحله چهار- اصلاح در مرحله تولید

هنگام آماده‌سازی و تولید، شرایط زمین‌شناسی و هندسه ذخیره معدنی بهتر تشخیص داده می‌شود. طراحی معدن با توجه به این اطلاعات اصلاح می شود. فقط به خاطر اینکه محدوده ذخیره بدون حفاری اضافی قابل تعیین نیست، شرایط زمین بدون جمع آوری اطلاعات اضافی قابل ارزیابی نیست. این اطلاعات شامل ساختار، مقاومت سنگ، اندازه‌گیری تنش‌های برجا، و واکنش زمین نسبت به استخراج است که از طریق رفتارنگاری تعیین می‌شود.

رفتارنگاری خیلی سریعتر از چشم نامسلح مناطقی را که دارای پتانسیل ناپایداری است تعیین می‌کند. از زمانی که ترک‌ها قابل مشاهده است مقاومت توده سنگ شاید تا جایی کاهش یابد که دیگر جابجایی‌ها قابل کنترل نباشند. رفتارنگاری باید توسط دستگاه‌های ساده انجام گیرد، مانند: اکستنسومتر نواری، اکستنسومتر گمانه‌ای، نقشه برداری، شیب سنج گمانه‌ای، یا سلول فشار.

اکستنسومتر نواری و سیستم اندازه گیری *EDM* دو روش ساده قابل کاربرد است. سیستم اندازه‌گیری *EDM* معمولاً در معادن روباز کاربرد دارد در حالیکه اکستنسومتر نواری معمولاً در معادن زیرزمینی به کار می‌رود. *EDM* از محورهای مختصات دکارتی استفاده می‌کند و جهت، شیب و اندازه جابجایی را رسم می‌کند. اکستنسومتر نواری جابجایی بین دو نقطه را اندازه می‌گیرد. داده‌های جمع آوری شده باید جایی برای نگه‌داری، تاریخ، زمان و تقویم معدنکاری داشته باشند.

بحث زیر در مورد تفسیر داده‌ها، مخصوصا داده‌های اکستنسومتر است اما آنها را می‌توان برای بررسی رفتارنگاری نیز به کار برد. داده ها باید به صورت نمودار جابجایی تجمعی و نمودار سرعت رسم شود (شکل ؟ ۲۳.٤.۱). شکل منحنی مهمتر از مقادیر مطلق(داده‌های خام) است. در نمودار جابجایی تجمعی، خط افقی نشان دهنده این است که جابجایی وجود ندارد؛ خط با شیب ثابت نشان دهنده آن است که نرخ جابجایی(سرعت) ثابت است؛ خط با شیب صعودی نشان دهنده آن است که سرعت جابجایی زیاد می‌شود و خط با شیب نزولی نشان دهنده آن است که سرعت کاهش می یابد. نمودار سرعت تغییرات بیشتری را نسبت به نمودار جابجایی از خود نشان می‌دهد. در نمودار سرعت خط افقی نشان دهنده آن است که سرعت با نرخ ثابت افزایش یا کاهش پیدا می‌کند (یعنی شتاب ثابت یا کاهش نرخ سرعت ثابت است)، و تغییر شیب یعنی شتاب گرفتن افزایش می‌یابد. با مرتبط ساختن جابجایی زمین به فعالیت‌های معدنی می‌توان تعیین کرد که زمین چه موقع به محدوده‌های خود بار وارد می‌کند. متأسفانه به نظر می-

رسد که اگر تأثیر عملیات استخراج با توجه به جابجایی زمین وجود نداشته باشد، رفتار نگاری انجام نمی‌گیرد.

اگر چه ما در این مرحله اطلاعات بیشتری در مورد ذخیره به دست می‌آوریم، ولی تغییر در سیستم استخراج آسان نیست. دریفت دسترسی و یا سیستم باربری نیاز به ۳ تا ۵ سال زمان قبل از هر گونه تغییری در سیستم معدنکاری دارد تا کاملاً تجهیز شود. تغییر در زاویه شیب می‌تواند در هر زمانی در حین اجرای عملیات اتفاق بیافتد.

۱۱-٤-۵- مرحله ۵: پایان عمر معدن

قبل از بستن معدن روش‌های باز یافت ماده معدنی تغییر پیدا می‌کند چون هزینه های سرمایه‌گذاری معدن برگشت یافته‌اند و هدف اصلی تنها افزایش عمر معدن تا حد ممکن است. به خاطر این تمایل زیادی به استخراج با هزینه اجرایی بالا ، عیار پایین و شانس موفقیت کم وجود دارد. بنابراین فرآیند انتخاب روش استخراج ماده معدنی باقی مانده (یا ماده معدنی که مشمول ذخیره اصلی قابل استخراج نبوده) مشابه آنچه که در مرحله ۲ و ۳ بحث کرده‌ایم می‌باشد؛ تنها تفاوت سطح ریسک می‌باشد، چون تنها گزینه اتمام عملیات است.

۱۱-۵- خلاصه

در اجرای انتخاب روش استخراج مهم است که بدانید هیچ روشی قابلیت برآورد تمام نیازها و شرایط موجود را ندارد. روش معدنکاری مناسب، روشی است که از لحاظ تکنیکی برای هندسه ذخیره معدنی و شرایط زمین‌شناسی منطقه قابل کاربرد باشد، همچنین از طرفی هزینه‌های عملیاتی کمتری داشته باشد. یعنی بهترین روش استخراج روشی است که مشکلات تکنیکی را با کمترین هزینه حل کند. مهندس معدن باید تمام پارامترهای ورودی را متعادل نماید و مناسب ترین روش را انتخاب کند، انتخاب روش

یک کار علمی و هنری است. با استفاده دقیق از داده‌ها و آنالیز اقتصادی عملیات بر روی کاغذ، شانس انتخاب مناسب‌ترین روش افزایش می‌یابد.

۱۲- فهرست منابع

Underground Mining methods

References

1-An Introduction to Mining L. J THOMAS 1979, Australia.

2- Introduction to Mining, Bohuslav Stooces, 1956.

3-The Working of Mining Deposits G.POPOV, 1971.

4-Iacereased Underground Extraction of Coal, Fauconnier, Kersten,SAIMM, 1982.

6- Underground Mining Methods Handbook Hustrulid 1982 SME.

7- Mining Design, Staley, Mc Graw-Hill ,London

8- Mining Engineering Handbook 1992 Hartman SME.

9- Mining Engineering Handbook. 1941. Peel.

10- Elements of Practical Coal Mining, 1981. Zeger, SME.

11- Elements of Mining ,Robert ,Lewis,John Willey,1964.

12-Coal Mining Theory and Practice, Stefanko, SME.1983.

13- Techniques in underground Mining edit: Richard Gertsch, Bullock, SME 1998.

14- Australian Coal Mining Practice , 1992,editor: Hargraves

15- Mining Engineering Handbook, Commins, 1974, SME.

16- Mining, Bocky, 1974, Mir Publisher.

17- Coal Mine structures, Ian Famer 1985, Chapman.

18- Rock Mechanics for underground Mining, Brady- Brawn,Chapman,London. 1985.

19- Opening up of Mining Deposits, 1971,Ivanov ‘

20- Hydraulic Mining in West Germany, 1980.

21- Underground Mining Methods SME 2001. Hostrulid, Bullock.

22- Mine Planning for Coal, S.P. Mathor, 1993.

23- Practical Coal Mine Management, S.G. Britton, 1981.

24- West FALIA LUNEN ,Cataluge.

25-Design of underground Hard-coal mines, Pazdziora, Elsevier, Warszwa, Poland, 1988

26- Ore Mining, L.TARSOV,Mir publisher.

27-توماس: سمینار معدنکاری در وزارت معادن و فلزات

28- Coal Mine Ground Control, Peng.John Willey,New York,1978.

29-Strata Control in Mineral Engineering, *Z.T.B* ieniawski.1987.

30- Ground Mechanics in Hard Rock Mining, Jermik.

31- Elements of Practical Coal Mining, Crickmer.1964.

32- Underground Excavation in Rocks, 1980. Hoek ,Brown.

33- Rock Mechanics for underground Mining, Brady, Brown.1993.

34- Handbook of underground Drilling, TomRock, 1983.

35- Hard Rock Mining Handbook, Mcintosh .2006.

36- Surface Subsidence Engineering, Syd .s.Peng, SME, 1992

37- Subsidence, Prediction& Control, Whitaker, Reddis ,1989.

38- Subsidence Engineering Handbook, NCB,1966.

39- Handbook On Small Mines, Armstrony, Australia 1978.

40- Handbook On Quarrying, Dutton, Australia, 1993.

41- Mining of Ores and non Metallic Minerals. Agoshkov, Russia, Mir Publisher, 1983.

42- Methods of Working Coal & Metal Mines (Volume I, II, III) S.Woodrouf, Pergamon press, London, 1966.

43- A philosophy of Ground Control, Morrison,1986. McGill University, Canada,1976.

44- German Long wall mining, Rolf Helge, Gluckauf, Essen, 1985

45- Longwall Mining, SYD S.Peng, H.Schiang, Johnwilley, USA, 1984

46- Mining Explained, Whyt & Brokelbank, Cool Publisher Canada, 1986

47-Introductory Mining Engineering, H.L. Hartman, John Willey,2002, 1987.

48-Strata Mechanics in coal mining., 1993, Jermic.

پیوست

۱-مطالعات امکان سنجی

۲-مطالعه موردی

مطالعات امکان سنجی

هنگامی که یک شرکت مطالعات امکان سنجی خود را برای یک معدن یا یک کانسار کانی آغاز می‌کند، ممکن است بین ۵۰۰۰۰۰ تا ٤۰۰۰۰۰۰۰ دلار برای اکتشاف آن هزینه کرده باشد. با این حال باید در مورد صرف چنین هزینه هنگفتی واقع‌بین بود و سرمایه بیشتری را برای یک اندیس غیر اقتصادی به هدر نداد. معمولاً سرمایه ای که برای اکتشاف هزینه می‌شود به دلیل نرخ بالای ریسک، مالیات ویژه امتیاز زمین دریافت می‌کند.

گریفیث[۱] جزئیات پروژه اکتشاف شرکت کومینکو[۲] را این‌گونه عنوان می‌کند: ۱۰۰۰ آنومالی در عرض ٤۰ سال اکتشاف و بررسی شده است. تنها ۷۸ مورد از آن‌ها برای ادامه کار گسترده توجیه‌پذیر است. در ٦۰ مورد از این آنومالی‌ها هیچ گونه کانساری یافت نشده است. ۱۸ معدن به مرز تولید رسید ولی ۱۱ مورد از آن‌ها برگشت سرمایه نداشت. فقط در ۷ مورد از ۱۰۰۰ آنومالی ابتدایی، معدن قابلیت سوددهی داشت. معادن مورد بررسی شامل فلزات گرانقیمت مانند طلا و نقره، فلزات پایه (که غیرآهنی و ارزان تر هستند) همانند پتاس، زغال، گاز طبیعی، نفت و فلوئوسپار (فلوئوریت) بودند که شرکت در این حالت به صورت انتخابی عمل نمی‌کرد و تنها توجه ویژه به آن معطوف شد.

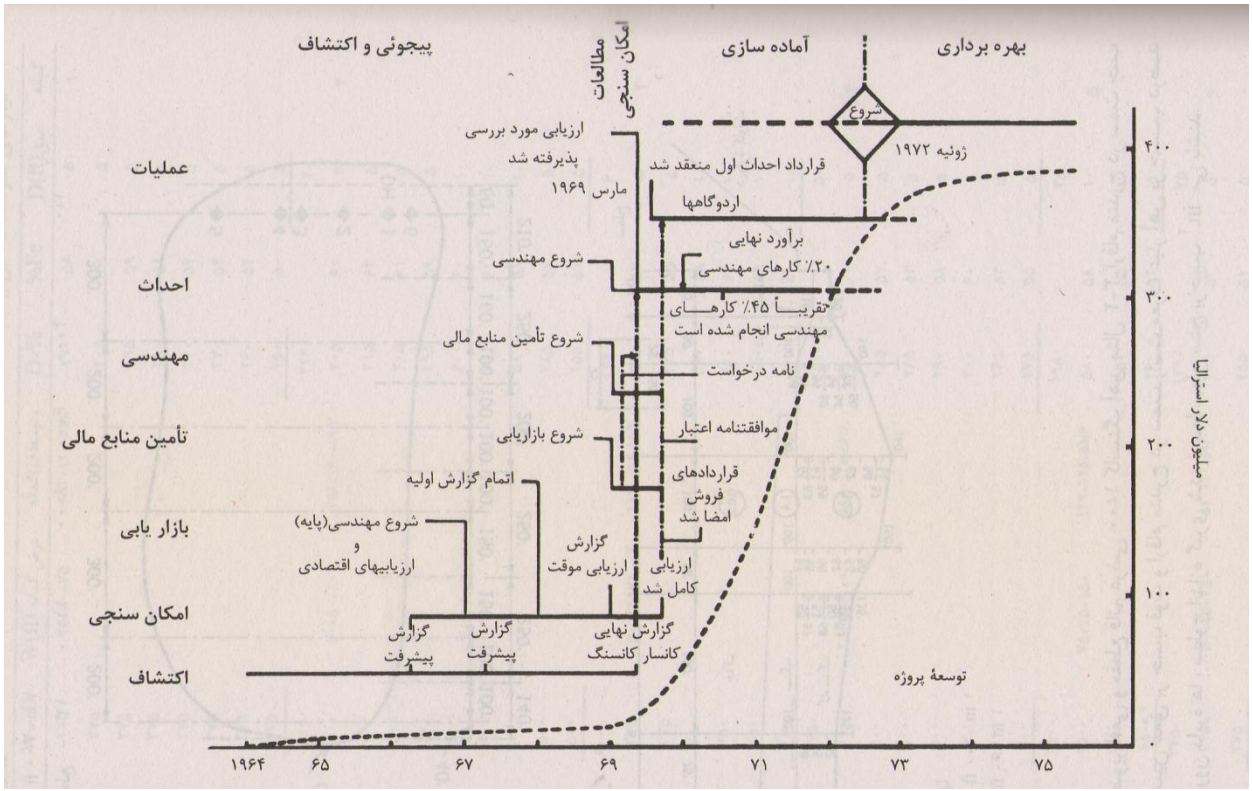
مطالعه امکان‌سنجی یک فرآیند آهسته و ثابت، با توقف بین هر رویداد نیست. این مطالعه اغلب تلاشی در جهت بازیابی سرمایه ای است که قبلاً صرف شده و ممکن است در چندین مرحله جداگانه یا همپوشان انجام گیرد. معمولاً مرحله اول ارزیابی (برآورد) سریع در طرح کلی است و در آن امکان (شانس) سوددهی یا بهبود روند یک معدن بررسی می گردد. مرحله دوم، یک روند جزئی‌تر جهت بررسی میزان سود در هر تن استخراجی یا بازگشت سرمایه است. مرحله سوم، برنامه‌ریزی مهندسی و

---

۱ *Griffis*

۲ *Cominco*

تنظیم دستورالعمل ها است. شکل ۱-٤ که از مقاله آقای هوپ[1] اقتباس شده است رابطه میان پولی که قبلاً سرمایه‌گذاری شده و مراحل مختلف برنامه‌ریزی در پروژه مس بوگینویل[2] را نشان می‌دهد که توسط C.R.Aآغاز شده است. حدود ۲۰ میلیون دلار قبل از گزارش ارزیابی هزینه شده و حدود ۳۰ میلیون دلار هنگام تکمیل گزارش هزینه شده است. بعد از سه سال و صرف ۳۵۰ میلیون دلار، معدن آماده بهره برداری شد.



شکل ۱: رابطه بین مراحل برنامه‌ریزی و میزان هزینه در پروژه بوگینویل

مقیاس عملیات (میزان تولید)

بیشتر موارد مذکور بر این اساس است که یک شرکت معدنکاری بزرگ بر روی ذخایر بزرگ فعالیت می‌کند. ضرر و خسارت در اکتشاف توسط معادن سودده شرکت جبران می شود. کانسارهای موجود در

[1] Hope
[2] Bougainville

نزدیک سطح زمین (به عنوان مثال) با عیاری حدود ۰/۵ درصد مس را می‌توان با روش روباز استخراج کرد که حدود ۲۰ هزار تا ۷۰ هزار تن در روز خوراک آسیا را تولید می کند، هر تن سنگ معدن حدوداً دارای٤ تا ٥ کیلوگرم مس خالص با قیمت فروش حدود ۱ دلار در کیلوگرم می‌باشد. با حذف هزینه حمل و نقل، بیمه و تصفیه، آنگاه ارزش سنگ معدن ورودی به آسیا حدود ۲/۵ دلار در تن بر اساس قیمت‌های سال ۱۹۷۲-۱۹۷۰ می باشد. آنگاه در این مقیاس هزینه‌های معدنکاری روباز حدوداً برابر با 25 سنت در تن برای خردایش و حمل و نقل ماده معدنی و باطله می‌گردد. به ازای یک نسبت باطله برداری ۲ تن سنگ روباره بر ۱ تن کانسنگ، به علاوه هزینه های خردایش ۱ دلار در هر تن و هزینه بالاسری ۲۵ سنت در هر تن، تمام هزینه های معدن کاری برابر با ۲ دلار در هر تن خواهد بود. این مقداراز سودی معادل با ۵۰ سنت در هر تن حکایت دارد. نکات بعدی در مورد آنالیز حساسیت نشان خواهد داد که می‌توان به راحتی 50 سنت در تن از بین رود تا تولید ٤۰ هزار تن در روز سود یا زیانی معادل ۲۰ هزار دلار در روز را داشته باشد. از آنجایی که میزان سرمایه‌گذاری احتمالاً به حدود ۳۰۰ میلیون دلار برسد، ریسک بالایی برای برگشت سرمایه تصور نمی‌شود.

برای استخراج زیرزمینی، هزینه معدنکاری در معادن بزرگ از حدود ۱/۵ دلار در هر تن برای روش-های تخریبی تا ٤ دلار در هر تن برای استخراج لایه های نازک خواهد بود. با کاهش مقیاس عملیات (میزان استخراج) و تولید در حدود ٤ هزار تن در روز، هزینه بالاسری حدود ۱ دلار در هر تن و هزینه-های خردایش در حدود ٤/٥ دلار در هر تن و کل هزینه‌ها در هر تن کانسنگ تا حدود ۸ تا ۱۰ دلار افزایش می‌یابد. قیمت فروش فلز برای تولید انبوه همچنان مانند گذشته است، هرچند میزان هزینه سرمایه‌گذاری کمتر می‌شود. تنها اقدامی که در این زمینه می‌توان انجام داد، تولید با عیاری بالاتر است که در نتیجه ۳ تا ٤ برابر خروجی بیشتری از فلز در هر تن سنگ معدن فراهم می آورد. برای استخراج به

روش زیرزمینی مس، نیاز به عیار حدی ۱/۵ تا ۲ درصد یا بیشتر است، همچنین معدن باید (به لحاظ مقیاس) بزرگتر باشد.

در بسیاری از معادن، همیشه میان درآمد و هزینه سرمایه‌گذاری سازگاری وجود دارد. ارزان‌ترین سیستم برای راه‌اندازی ممکن است گران‌ترین سیستم برای خریدار باشد. اگر سرمایه به راحتی افزایش نیابد، آن‌گاه معدن باید با هزینه‌های تولید بالاتر در هر تن بهره‌برداری شود.

در کران پایین این محدوده، معدن کوچکی که با ذخیره، ۵۰۰ هزار تا ۵ میلیون تن و تولید (اسمی)۲۵۰ تا ۱۰۰۰ تن در روز یا حتی کمتر، که با ۱۰ تا ۲۰ نفر در یک ذخیره کوچک کار می‌کند، قرار دارد. این معادن نیز به نوبه خود دارای مشکلات مالی خاص می باشندکه شرکت‌های بزرگ علاقه‌ای به آن ندارند. هرچند ممکن است تنها نیاز به ۵۰۰ هزار دلار داشته باشند تا با ظرفیت کامل شروع به تولید کنند ولی ممکن است مالکان آن هیچ‌وقت سرمایه را تا به این حد افزاش ندهند و سنگ معدن با عیار بالاتر، به صورت انتخابی استخراج شود و بقیه به‌عنوان مواد کم‌عیار باقی بماند تا هنگام افزایش قیمت فلز، راه-اندازی و تولید مجدد معدن را تضمین نماید. فروهلینگ[1]، محاسبه‌ای برای تأمین منابع مالی یک معدن کوچک ارایه داده است.

عوامل موثر بر برنامه‌ریزی و فعالیت معدن

این عوامل را می‌توان به فاکتورهای فیزیکی- خارجی برای تولید معدن؛ عواملی که به موقعیت و وضعیت کانسار بستگی دارد و اثرات کنترل اقتصادی، اجتماعی و دولتی تقسیم‌بندی نمود.

عوامل خارجی

این عوامل شامل تأثیرات ناشی از موقعیت جغرافیایی کانسار هستند. اثرات کنترلی موجود عبارتند از:

[1] *Frohling*

۱. انتقال کانی‌ها به بازار و تأمین خوراک معدن و آسیا (کارخانه فرآوری)

۲. دسترسی به نیروی کار، تسهیلات و امکانات آموزشی، تفریحی و مسکن

۳. شرایط زیست‌محیطی در منطقه معدن‌کاری با مزایا یا مضرات همراه آن

بهترین محل برای یک معدن، در صورتی که فرد مجاز به این کار باشد، دقیقاً در مرکز یک شهر بزرگ است که در این حالت محل سکونت، امکانات حمل و نقلی، آب، انرژی و بازار را در دسترس دارد. صاحب معدن می‌تواند گاهی اوقات خوش‌شانس باشد، مانند معدن زغال‌سنگ بالمین[۱] که در زیر محل مجتمع بارگیری زغال سنگ واقع در مرکز سیدنی کنونی فعالیت می‌کرد. بسیاری از معادن زغال‌سنگ در استرالیا، در حقیقت به شهرهای بزرگ نزدیک هستند. ذخیره ای زغالی در امتداد شهرهایی چون نیوکاسل، سیدنی و ولنگوگ گسترش یافته است و دسترسی کافی به نیروی کار وجود دارد. جاده‌ها و ریل‌های موجود باعث دسترسی آسان به بنادر و واحد های ذوب غیرآهنی و کارخانه‌های تولید فولاد در نیوکاسل و ولنگوگ می‌شود. نیروگاه‌ها برای تأمین خوراک مورد نیاز خود می‌توانند به‌وسیله نوارنقاله به طور مستقیم به معادن متصل شوند. در عوض نیروگاه‌ها، برق نسبتاً ارزانی برای عملیات معدن‌کاری فراهم می‌کنند، آب نیز ارزان و فراوان است. تمام این مزایای به صرفه بودن هزینه موجب می‌شود معادن زغال زیرزمینی جدیدتر و بزرگتر واقع در منطقه نیوسوت ویلز[۲]توان رقابت با معادن فعال موجود در منطقه کوئینزلند[۳]را که فاصله ای ۲۰۰ کیلومتری از بندرگاه تا محل مصرف دارند پیدا کنند.

تأثیر متقابل مطلوب بودن فاصله و محیط زیست نیز در توسعه کانسارهای سنگ آهن منطقه پیلابارا[۴] آشکارشد. در سال‌ها قبل معروف شده بود که ذخایر بزرگی از سنگ‌آهن در منطقه‌ای نیمه بیابانی در ۴۰۰

[۱] *Balmain*
[۲] *New South Wales*
[۳] *Queensland*
[۴] *Pilabara (populated region in the north of Western Australia)*

تا ۵۰۰ کیلومتری دریا، بدون هیچ ارتباطی با شهر یا روستا و بدون منبع آب های سطحی و در دمای هوای در حدود ٤٠ درجه سانتی‌گراد (در روزهای تابستان) وجود دارد. در حالی که عیار آهن آن را تنها حدود ۳۰ درصد اکسید آهن (لیمونیت) می پنداشتند. هیچ کس نمی‌توانست در این شرایط اقدام به فعالیت کند. به‌علاوه در آن زمان ممنوعیتی در صادرات سنگ آهن از استرالیا وجود داشت، بنابراین انگیزه‌ای زیادی برای اکتشاف سنگ‌آهن وجود نداشت زیرا در آن زمان تولید کافی در بیشتر نواحی قابل دسترسی جهت تأمین بازار خانگی و داخل کشور وجود داشت.

در نهایت با پافشاری تعداد معدودی و انجام برخی اکتشافات سخت معمول یک کانسار آهن هماتیتی با بیش از ٦٠ درصد آهن کشف شد که اندازه بلوک آن ١/٦ × ٦/٥ کیلومتر تخمین زده شد و ۵۵۰۰۰۰ میلیون تن کانسنگ آهن داشت. با در نظرگرفتن احتمال افزایش هزینه بالاسری در تولید انبوه سنگ آهن عیار بالا، شرکت‌های استخراج معدن برای یافتن مشتری شروع به فعالیت نمودند. یک بازار با ٤٠٦٠٠٠٠ تن در روز تقاضا و قراردادهای بلند مدت برای فروش مورد نیاز بود. در نهایت بازار خرید در کشور ژاپن پیدا شد. برای تقویت این قراردادها منابع مالی افزایش یافت تا هزینه‌های بسیار بالای معدن و زیرساخت‌های آن را پوشش دهد (مسکن، ارتباطات و غیره).

تنها در سطح تولید بالا امکان بکارگیری وسیع بنادر و ریل‌های راه آهن وجود داشت. روش عملیات روباز یا میزان عیار کانسنگ، بر برنامه‌ریزی استراتژیک برتری نداشت. مسیرهای طولانی راه‌آهن باید ساخته می‌شدند، شهرک ها باید ساخته می شدند، بنادر و لنگرگاه ها باید لایروبی می‌شدند و شبکه آب و نیرو نیز باید فراهم می‌شد. تا پایان سال ۱۹۷۰ بیش از ۳۳۰ میلیون دلار در تأمین امکانات برای تولید کانسنگ آهن (و گندله) و ارتباط ریلی از معدن به بندر، سرمایه‌گذاری شد. تنها حدود ٦٠ میلیون دلار از

این مقدار صرف آماده سازی هر چه بهتر معدن شد. در این مرحله، تولید سالیانه کانسنگ و پلت (گندله) به ترتیب برابر با ۱۷/۵و ۲/۵ میلیون تن بود.

معادل هر دلار سرمایه صرف شده به منظورآماده‌سازی معدن و کارخانه فرآوری در دمپیر[۱] تقریباً ۲/۵ دلار توسط همرسلی[۲] هزینه شده است. به عنوان مثال برای خط راه‌آهن ٦٣ میلیون دلار و برای تجهیزات حمل و نقل ریلی ۱۹ میلیون دلار هزینه لازم بود. مسکن‌سازی در این منطقه ٤٠ میلیون دلار هزینه داشت. توسعه بندر برای تغذیه حمل ونقل تا ۱۰۰۰۰۰dwt و تأمین خدمات لازم از جمله انرژی و آب ۸۳/۲ میلیون دلار هزینه داشت.

اعتبار مربوط به مسیر ریل راه‌آهن، بندر و (ساکنین) بخش شهری در منطقه توسط دولت سرمایه‌گذاری شد، بدین ترتیب سرمایه‌گذاری همرسلی ۲۲۵ میلیون دلار کاهش یافته بود. باید درآمد حاصل از فروش به صورتFOBبیشتر از ۵۰ میلیون دلار بدست می‌آمد (یا تقریباً ۳ دلار در هر تن کانسنگ آهن و پلت[۳] فروخته شده) تا ۲۲۵ میلیون دلار صرف شده برای زیرساختارها را پوشش دهد. علاوه بر فراهم ساختن امکانات پشتیبانی، شرکت‌های معدنکاری در شمال غرب از مشکل تأمین نیروی کار کافی در این بخش از صنعت رنج می برند.

هرچند که پروژه همرسلی با ۳۰۰۰ کارگر، در دستِ ساخت و احداث بود اما حقیقتاً هیچ کارگر ساختمانی باقی نماند تا به نیروی دائمی کار ملحق شود. تخمین هزینه مازاد نیروی کار موقت در مقایسه با نیروی کار دائم، دشوار بود. با این حال به علت تغییر کامل ۱۳۰۰ نفر نیروی کار سالیانه همرسلی، انجام برنامه‌های استخدام و آموزش گران قیمتی ضروری بنظرمی رسید.

---

[۱] *Dampier*
[۲] *Hamersley*
[۳] *pellet*

میزان تغییر نیروی کار در همرسلی و دیگر معادن دور دست بالاست. این در حالی است که انگیزه‌های بیشتر از جمله رفت و آمد رایگان از شهر به محل کار، کمک هزینه برای اجاره‌خانه و درآمدهای بالا برای آن‌ها ایجاد شد. نیروهای کار، باشگاه، استخر و خانه‌های کولردار دراختیارداشتند که وقتی ساخته و تکمیل شد، حدود ۳۷۰۰۰ دلار می‌ارزید. مواد غذایی معمولاً با قیمت‌های شهر در سوپرمارکت‌ها به صورت یارانه ای عرضه می‌شد. شرکت برای تمام این خدمات هزینه پرداخت می‌کرد.

شرکت‌های معدنی تمام این کارها را به عنوان تشویق جهت اشتغال خانواده‌های متأهل، انجام می‌دادند. بعد از ٦ ماه، پاداش‌هایی پرداخت شد و همچنین پاداش‌های نفیس سالیانه برای تشویق کارگران در نظرگرفته شد. تعطیلات سالانه همراه با پرداخت هزینه سفر و پرداخت هزینه تحصیل با توجه به دوری مراکز آموزشی به عنوان کمک مالی تلقی می‌شود که شرکت برای نیروی کار درنظر گرفت.

نحوه و میزان آماده‌سازی همرسلی برای یک معدن آهن مشابه با ٤٢٥ کیلومتر مسیر ریلی تا بندر، تکرار شد. می‌توان گفت که وقتی هزینه‌های بالای سرمایه اولیه بازگشت، شرکت‌ها به جهت اقتصادی‌شدن احتمالی فرآوری مواد کم عیار نیز اقدام به اجرای آن نمودند. در معادن آلاسکا و کانادا، خانه‌ها و تجهیزات باید در سرمای٤٠- درجه سانتی‌گراد در زمستان، گرم شده و در تابستان خنک شوند. هنوز در آن‌جا هیچ‌گونه وسیله ارتباطی وجود ندارد و مشکلاتی از قبیل یخبندان و خشکسالی به ترتیب در کانادا و استرالیا وجود دارد. باید خطوط پروازی در استرالیا و کانادا دایر گردد تا معدنکاران مهاجر احساس راحتی کنند.

عوامل معدنکاری

عوامل سطحی و زیرزمینی بر برنامه‌ریزی معدن تأثیر می‌گذارد. بر روی سطح زمین لازم است فضایی برای کارگاه‌ها، دفاتر، کارخانه، مسیر راه آهن، فروشگاه‌ها و غیره داشته باشیم. ممکن است لازم باشد

زمین را برای ساخت مسکن به تملک درآورده و آن را تسطیح کنیم. در تاسمانی استرالیا برای خانه سازی اطراف معدن سنگ‌آهن تپه را تسطیح کرده و آنگاه اقدام به شهرک‌سازی نمودند. ۲ شهرک باید ساخته می شد. نخست شهرکی که منحصراً در آن افرادی با پست های حیاتی و جانشین های آنها سکونت داشتند و در دیگری سایر پرسنل سکونت داشتند.شهرک اول ۲۰۰۰ نفر و شهرک دوم ۱۲۰۰۰ نفر سکنه دارد.

توپوگرافی محلی در معدن، بر مکان‌یابی چاه ها و تونل‌های ورودی یا جاده‌های ترابری در استخراج روباز تأثیر می‌گذارد.همچنین توپوگرافی محلی بر محل قرارگیری ریل یا جاده های باربری، احداث سد باطله و محل تخلیه سنگ‌های باطله اثر دارد. فصل بعد به جزئیات استخراج کانسار می پردازد اما مناسب است در اینجا مهمترین فاکتورهایی که باید مد نظر قرار گیرند فهرست شوند.این فاکتورها عبارتند از:

- شکل و نوع کانسار (رگه‌ای یا توده‌ای)
- نوع و ضخامت روباره یا پوش‌سنگ
- مقدار آب بالای ذخیره یا هر سفره آبی که در افق های بالاتر در لایه های سنگی وجود دارد.
- صحت تخمین عیار حد ذخیره[1] که ممکن است روش تخریب بلوکی برای دسترسی به ذخایر عیار پایین بعد از توقف استخراج انتخابی کانسنگ با عیار بالا، لازم یا مطلوب باشد.
- مقاوت سنگ‌های دربرگیرنده و کانسار بطوریکه دهانه بازکننده‌ها برای فاصله زمانی مناسب طراحی شود.
- سختی و ساینده‌گی سنگ دربرگیرنده و کانسار برای طراحی نحوه خردایش به کمک عملیات انفجار یا به صورت مکانیکی

[1] *Sharpness of mineral cut off*

- رفتار کانی هنگام استخراج، مثلاً امکان خودسوزی
- خواص شیمیایی سنگ معدن یا کانی با توجه به خوردگی اجزا فلزی یا خطرات سلامتی
- پیچیدگی عملیات مورد نیاز برای کانسنگ یا زغال

کنترل های اقتصادی – اجتماعی

جنبه‌های اقتصادی مقیاس عملیات قبلاً ذکر شد. عموماً، شرکت‌های بزرگ نیازمند کار بر روی ذخایر بزرگ با عیار پایین در مقیاس وسیع هستند. هرچه عیار غنی‌تر و ذخیره کوچکتر باشد، آن‌گاه شرکت کوچکتر می‌تواند بر روی آن کار کند. روش‌های پیشرفته تأمین منابع مالی معمولاً شامل بستن قراردادها و فراهم کردن وام با حداکثر سود ثابت احتمالی از بانک‌ها و شرکت‌های مالی معدنکاری با حداقل دارایی می‌باشد. این امر یک انتقال با نسبت بالای وام به دارایی است. تفکرات مدرن بر این اساس است که نسبت ٤٠ به ٦٠ تا ٣٠ به ٧٠ مطلوب است. هرچه شرکت بزرگتر و مشهورتر باشد، میزان وام می‌تواند بیشتر باشد. یک شرکت کوچک ممکن است مجبور باشد دارایی خود را یکجا بفروشد یا وارد مشارکت با سایرین شود و یا برای فروش مقادیری کانسنگ یا کنسانتره با قیمتی بینابین در بازار آزاد رقابت کند.

جنبه‌ی اجتماعی استخراج معدن را می‌توان تحت دو سرفصل در نظر گرفت. هرچند این دو مورد بسیار تحت تاثیر مخالفت و هجمه گروه‌های طرفدار محیط زیست (مخالف آلودگی) و مخالف سرمایه-گذاری خارجی، قرار دارند.

همواره مشکل ثبات سیاسی در کشورهای در حال توسعه وجود دارد. اغلب سرمایه‌گذاری خارجی که به صورت غیرمستقیم برای افزایش منافع اجتماعی پرداخت می شود چندان طرفدار ندارد. زیرا شرکت-های سرمایه‌گذار نیازمند سود سهام یا بهره و برخی نظارت ها بر مخارج هستند. برای جمعیت محلی

خیلی ساده است که به این سود به عنوان پولی که از کشور خارج می‌شود، بنگرند و وضعیت شرکت محلی را تحت نظارت خارجی بدانند. آن‌ها فراموش می‌کنند که این درآمد برای کشور از مالیات محلی و حقوق دولتی بر فروش خارجی حاصل می‌شود و شرکت سرمایه‌گذار ممکن است نتواند سرمایه را به کشور خود بازگرداند. این‌گونه احساسات گاهی در اقتصادهای پیچیده‌تر مثل اقتصاد استرالیا ظاهر می-شود. باید پذیرفت که تعداد کمی از شرکت‌های معدنکاری در گذشته به قدر کفایت محتاط نبوده اند.مشکلی که در اذهان باقی مانده سابقه بد و همچنین دربرداشتن آلودگی است.

نگرش های اجاره معدن نیز ممکن است با مخالفت‌هایی در رابطه با ارتعاشات و لرزه‌های ناشی از انفجار، گرد و خاک، سر و صدا، آلودگی هوا، آلودگی آب و افزایش ترافیک رفت و آمدی، همراه باشد. همواره نمی توان به محدود شدن لرزش، گرد و خاک، سر و صدا و آلودگی توسط روش‌های پیشرفته معدنکاری پی برد. در واقع امروزه قوانینی در استرالیا، بریتانیای کبیر و آمریکا جهت محدود کردن استخراج معادن به روش‌های مورد تأئید وجود دارد. زمین‌هایی که پس از استخراج به شکل اولیه بازگردانده شده اند می‌توانند زمین‌های کشاورزی حاصل خیزتری باشند یا به شکل تفرجگاه هایی جدید درآیند و یا در عرض چند سال به حالت اولیه خود بازگردد. برخی از شرکت‌های تولید ماسه در استرالیا، ۱۲۵۰ تا ۲۵۰۰ دلار در هر هکتار (۵۰۰ تا ۱۰۰۰ دلار در هر جریب) برای اعاده زمینی که کمتر از ۱۲/۵ دلار در هر هکتار (۵ دلار در هر جریب) ارزش دارد، هزینه کرده‌اند. افزایش تراکم ترافیکی نیز ممکن است یک مزیت باشد، زیرا شرکت باید جاده‌هایی را که اغلب در رفت و آمد محلی استفاده می‌شوند عریض، ایمن و رویه‌سازی کند. بیشتر دولت‌ها نیاز به یک تعهد تأمین منابع قبل از استخراج معدن دارند تا بتوانند نسبت به پوشش هزینه‌های پیش‌بینی شده پس از استخراج، اقدام کنند.

ممکن است معدن مجبور باشد تا به‌جای روش‌های سطحی، به صورت زیرزمینی کار کند تا از دردسرهای عمومی جلوگیری نماید اما شاید جای خوشبختی داشته باشد که بیشتر معادن بزرگ روباز، از همه مسایل دور هستند اما نیروی کار آنها و گردشگرها از مشاهده آنها تحت نظارت شرکت‌های روشنفکر لذت می‌برند. برخی معادن، بودجه عملیاتی قابل توجهی برای انتشار دفترچه راهنما از سوی روابط عمومی و نمونه‌های رایگان اختصاص داده اند که با احتساب دستمزد کارمندان می‌تواندبه ده ها هزار دلار در سال برسد.

کنترل ها و کمک های دولتی

جدا از کنترل زیست‌محیطی که اغلب توسط دپارتمان‌های دولتی غیرمعدنی مدیریت می‌شود، معمولاً کنترل شدیدی از سوی دایره معادن ایالت یا فدرال بوسیله بازرسان آن بر معدنکاری اعمال می شود. همچنین یک مأمور مالیاتی در ابتدای هر سال نسبت به تعیین و اخذ مالیات اقدام می کند. در زمینه محیط‌زیست، تحریکات عمومی باعث شده برخی کشورها یا ایالت‌ها، قوانینی برای کنترل اثرات معدنکاری، تصویب کنند. بریتانیای کبیر در سال‌ها پیش قانون برنامه‌ریزی شهر و کشور خود را تصویب کرد و این قانون، کاربرد کلی از هر زمینی را به هر منظوری از جمله استخراج معدن کنترل می‌کند. تمام کارهای سطحی باید به صورت مناسب و مقتضی پوشانده شوند یا با ظاهری منظم بر جنبه های زیباشناسی انطباق داشته باشند. ارتفاع ضایعات و ساختن بناها محدود شده است. هرچند ممکن است که آلودگی در انگلستان با چندین قانون کنترل شده باشد بصورتی که امکان مراجعه بازرسان مختلفی به معدن وجود دارد و باید در مشاوره با مقامات دولت محلی و نیز هیئت‌های ملی، جانب احتیاط را رعایت نمود. اخیراً آمریکا نیز قوانین فدرال برای کنترل معدنکاری وضع نموده و بیشتر ایالت‌های آن در حال حاضر، قوانین محلی را تصویب می‌کنند یا قبلاً این قوانین را برای کنترل آلودگی آب و هوا، تصویب

کرده‌اند. در برخی موارد به نظر می‌رسد پاسخ سختی به سهل‌انگاری‌هایی که قبلاً به وقوع پیوسته داده شده است و بسیاری از شرکت‌های خوب معدنکاری جبران گناه آنان را کرده‌اند.

در استرالیا ممکن است میان قوانین فدرال و ایالتی همپوشانی وجود داشته باشد. هرچند خیلی زود است که با اطمینان بگوئیم اما آلودگی آب و هوا ممکن است به خوبی با قوانین فدرال کنترل شود در حالی که معدنکاری تحت قوانین ایالتی کنترل می‌شود. در استرالیا قانون شماره ۱۹۰٦/٤۹ معدنکاری، اقدامات کلی معدنکاری را کنترل می‌کند، این قانون در ماه جولای ۱۹۷۱ اصلاح گردید تا آیین نامه جدیدی به منظور کنترل آلودگی آب ، ایالت هایی که در آنها معادن روباز باید پس از استخراج در شرایط ایمنی باقی بمانند و ممانعت از زهکشی بدون نظارت فراهم شود. این آیین نامه همچنین عنوان می کند در صورت دستور مستقیم مقام ذیربط باید به منظور جلوگیری از ایجاد فرسایش در زمین نهال کاشته شود. سابقاً آلودگی معدن کاری تحت این شرط کنترل می گردید که اعطای امتیاز اجاره معدن منوط به کنترل روش کار و در صورت نیاز بازگرداندن زمین به حالت اولیه می باشد.

برخی از جنبه‌های آسیب به اموال عمومی با قوانین دیگر کنترل می‌شود. استرالیا (نیو سوت ویلز) قانون جبران خسارت نشست معدن، ۱۹٦۱ –۱۹٦۷ را دراختیار دارد. خلاصه کردن قانون در چند کلمه، دشوار است اما بطور کلی اگر معدن به اموالی که قبلاً ساخته شده آسیب برساند، آن‌گاه باید به صاحب مال، خسارت پرداخت شود. اگر فردی روی زمینی که قبلاً به عنوان ناحیه معدنکاری اعلام شده، بنایی احداث کند، آنگاه خسارت شامل حال او نمی‌شود. قوانین معمولی نیز ممکن است در رابطه با برخی عملیات‌ها وجود داشته باشد.

بهترین توصیه این است که معدنکاران، مشاوران قانونی خوبی برای اطمینان از مطابقت با قوانین، استخدام کنند. در همان زمان، مشاوران قانونی ممکن است شکایات پیچیده مربوط به اجاره را طبقه‌بندی

و بررسی کنند.مناطق معدنی قدیمی که قبلاً هنگام اکتشاف مواد معدنی میخ کوبی شده اند و برخی از این قبیل شکایت‌ها منتفی شده‌اند ولی بقیه همچنان معتبر باقی مانده است. چند شکایت ممکن است با هم و به صورت همزمان مطرح باشند، به‌ویژه اگر (مجوز) برای چند کانی محدود اعطا شده باشد. هدایت دعاوی حقوقی بر سر ناحیه مورد نزاع برای یک شرکت امری ناشناخته نبوده و گاهی تأمین منابع مالی برای این امر ضروری است.

علاوه برپرداختن هزینه های کنترل جوانب زیست محیطی، شرکت معدنکاری باید با قوانینی که اصول کار را کنترل می‌کنند، مطابقت داشته باشد. قوانین مشابهی در سراسر استرالیا وجود دارد. قوانین معدنکاری ایالتی، معمولاً پی جویی و امتیاز اجاره را کنترل می‌کند و از این‌رو قوانین یا آیین نامه هایی وجود خواهد داشت که کار واقعی در معادن را کنترل می‌کند. در استرالیا علاوه بر قانون معدنکاری (۱۹۰٦)، قانون بازرسی معادن (۱۹٦۸– ۱۹۰۱) نیز وجود دارد که تمام معادن جز معادن زغال و شیل را دربرمی گیرد و برای این دو نوع معادن نیز یک قانون خاص (۱۹۱۲/۳۷) وجود دارد. اگر این قوانین کافی نبودند قانون دیگری (۱۹٦۰– ۱۹۱۲) وجود دارد. اگر مهندسی در امر تونل‌زنی و حفر فضاهای زیرزمینی به غیر از استخراج معدن بکار گرفته شود، آنگاه ماده های این قانون، کار او را تحت نامناسب-ترین عنوان، کنترل خواهد کرد. مهندس معدن باید قوانین محلی خود را به طور کامل بداند.این قوانین شامل قوانین انفجار، قوانین نجات از معادن، قوانین جبران خسارت کارگران و غیره نیز می‌شود.

بسیاری از این قوانین اضافی به هزینه بیمه اجباری علیه شکایت‌های کارگران، تأمین خدمات طولانی، مزایای بیماری و غیره ختم می‌شود و پروژه در یک ایالت یا کشور جدید می‌تواند هزینه‌های اضافی غیرمنتظره‌ای را تحمیل کند.

قوانین معدنکاری و اجرای آن‌ها نیاز به سرمایه دارد. در نتیجه استخراج هر تن مواد معدنی، مالیات‌ها و عوارضی تحمیل می‌شود.سابقاً یک حق دولتی چند سنتی در تن وجود داشت که مالک معدن چه دولتی و چه خصوصی می‌پردازد. به علاوه مالیات‌هایی نیز برای جبران خسارت نشست، ایستگاه‌های نجات، رفاه (خدمات اجتماعی) معدنکاران، مزایای اتحادیه تجاری و غیره وجود دارد. تمام این‌ها علاوه بر عوارض، مالیات کلی و دیگر عوارض دولتی می‌باشد.

با این حال برخی مالیات‌ها و عوارض می‌تواند نیمه بازگشت‌پذیر باشد. دولت ممکن است در ابتدا پی جویی و بازاریابی را انجام دهد. همچنین ممکن است یارانه پرداخت کند یا هزینه‌های اکتشاف را در مقابل مالیات جبران کند. معدنکاران کوچک استرالیا تجهیزات اکتشاف را با نرخ پایین اجاره می‌کنند و وام‌هایی برای شرکت‌های کوچک فراهم می‌شود تا بتوانند تجهیزات ضروری برای راه‌اندازی معادن را تهیه کنند. در برخی از انواع روش های استخراج معادن، از مزیت جبران مالیات اولیه برای توسعه کانی-های از پیش تعریف شده، وجود دارد. قوانین مالیاتی باید به دقت مطالعه شود و می‌تواند علاوه بر مزایا، مضراتی نیز داشته باشد.

رسوم اتحادیه تجاری

عدم مشاوره شرکت با اتحادیه تجاری محلی پیش از شروع پروژه‌های جدید معدنکاری کارنابخردانه ای است. شناخت این واقعیت ضروری است که تردید و اختلاف با اتحادیه می‌تواند همانند از کارافتادن ماشین‌آلات، تولید معدنی را متوقف کند. حتی بدتر از آن جدال های پیاپی، اعتصاب‌ها و بحث‌های کم اهمیت می‌تواند معدن را کاملاً بی‌بازده کند.

گاهی یک تاریخچه قبلی از شیوه های اجرایی محدود به این معناست که ذخایری با عیار پایین قابل استخراج نخواهند بود مگر آنکه یک اتحادیه تعهدی و سخت و لازم الاجرا مبتنی بر ترک افکاری که

برای یک کار خاص به چند نفر نیاز می باشد دهد. حتی ممکن است سرمایه در اختیار مهندس معدن قرار داده شود تا از روش‌های کاملاً جدیدی در منطقه استفاده کند که قبلاً تصور می شد با آن روش ها و نیروی کار محلی، معدنی راه اندازی نخواهد شد.

مطالعات حساسیت

بخش قبلی این فصل حوزه‌ای را پوشش می‌دهد که می‌تواند موضوع کتاب‌هایی در رابطه با قانون معدن، روابط اقتصادی و صنعتی معدن باشد. در اینجا بطور آشکار امکان زیادی برای رخ دادن اشتباه وجود دارد و کتاب چهارم در مورد آمار می‌تواند برای افزایش معلومات مهندس مفید باشد. هیچکس عاری از خطا نیست و اشتباهات در تخمین هزینه‌ها و درآمد می‌تواند تأثیر شگفت‌آوری داشته باشد که در مثال‌های ساده زیر نشان داده می‌شود.

فرض کنید درآمد یک معدن ۱۰۰ دلار و هزینه‌ها ٦۰ دلار باشد، بنابراین مازاد ٤۰ دلار است. اگر درآمد ۹۰ دلار باشد آنگاه مازاد به ۳۰ دلار کاهش می‌یابد. خطای ۱۰ درصدی در درآمد خطای ۲۵ درصدی مازاد را موجب می‌شود.جدول زیر مثال‌های دیگری را نشان می‌دهد.

جدول: تأثیر خطای محاسبه وجوه

	درآمد	هزینه	مازاد	خطای مازاد	درصد مازاد واقعی نسبت به حالت اولیه
میزان تخمین	۱۰۰	٦۰	٤۰		
۱۰ درصد درآمد کمتر	۹۰	٦۰	۳۰	۲۵ درصد کمتر	۷۵ درصد
۲۰ درصد درآمد کمتر	۸۰	٦۰	۲۰	۵۰ درصد کمتر	۵۰ درصد
۱۰ درصد هزینه بیشتر	۱۰۰	٦٦	۳٤	۱۵ درصد کمتر	۸۵ درصد
۲۰ درصد هزینه بیشتر	۱۰۰	۷۲	۲۸	۳۰ درصد کمتر	۷۰ درصد
۱۰ درصد درآمد کمتر و ۱۰ درصد هزینه بیشتر	۹۰	٦٦	۲٤	٤۰ درصد کمتر	٦۰ درصد

این جدول ساده در حقیقت به شیوه پیچیده‌تری مورد بحث قرار می گیرد. به این منظور شرکت های مدرن و پیشرفته، به کمک تکنیک مونت کارلو (تصادفی) برنامه رایانه‌ای دراختیاردارند و هزینه‌ها و

درآمد (در هر فاز عملیات برای چندین تن تولید سالانه) و عمر معدن را به صورت تصادفی برآورد می نمایند.ارزیابی حالت نهایی به منظور یافتن مقیاسی که بیشترین سود را در پی دارد انجام می گیرد.

مشوق‌های مالیاتی و پرداخت افت ارزش باید تزریق شود تا تصویر روند بازار آینده و قیمت‌های مواد معدنی به دست آید. مقاله جالبی در مورد تکنیک ارزیابی ریسک توسط براون[۱] ارایه شد اما کمبود فضا مانع از انتشار مجدد آن در اینجا شد. مقاله میسکلی[۲] و ویل استید[۳] به جنبه‌های مالی تعیین بهترین حالت گردش وجوه در سال‌های آتی می‌پردازد و روش‌های تعیین هزینه و برآورد مالیات را شرح می‌دهد.

[۱] *Brown*
[۲] *Miskelly*
[۳] *Willsteed*

فواصل گمانه های شبکه مورد استفاده برای انواع مختلف کانسارهای کانی در جدول زیر آورده شدهاند:

نوع کانسار	فاصله برحسب فوت	فاصله برحسب متر
مس پورفیری	۱۵۰×۲۵۰	٤٥×۷٥
	۲۰۰×٤۰۰	٦۰×۱۲۰
آهن تاکونیتی	۲۰۰×۳۰۰	٦۰×۹۰
	۱۰۰×۲۰۰	۳۰×٦۰
بوکسیت (Al_2O_3)	٥۰×۱۰۰	۱٥×۳۰
	۲۰۰×۲۰۰	٦۰×٦۰
مولیبدنیت (MoS_3)	حداکثر ۳۰۰۰	۹۰۰
زغال سنگ بیتومینه	حداقل ٥۰۰	۱٥۰

هزینه ها

در برآورد هزینه های معدنکاری بهتر آن است که هزینه های واحد بر حسب دلار بر واحد زمان (ساعت، ماه،سال) یا واحد تولید (ST یا T، yd^3 یا m^3) محاسبه شوند. در مورد اکتشاف و پی جویی معمولاً هزینه های کل عملیات برای روش بکارگرفته شده برآورد می شود.از آن جا که معمولاً روش های مورد استفاده در پی جویی و اکتشاف در وسعت های مشخصی به کار می روند، آسانتر است که ابتدا هزینه ها را به ازای واحد سطح یا واحد طول بررسی و تعیین و سپس آنها را به مبنای مطلوب و مورد نظر تبدیل نماییم.در ادامه بحث، هزینه های عملیاتی پی جویی و اکتشاف بر مبنای قیمت های سال ۱۹۸٦ در ایالات متحده آورده شده اند:

زمین شناسی : هزینه های تقریبی پی جویی و اکتشاف زمین شناسی عبارتند از:

هوایی	عکسبرداری هوایی	۷۰ تا ۱٤۰ دلار بر مایل مربع	۲۰ تا ۵۰ دلار بر کیلومترمربع
	تفسیر عکسهای هوایی	۹۰ تا ۱۵۰ دلار بر مایل مربع	۳۰ تا ۵۵ دلار بر کیلومترمربع
	مجموع	۱٦۰ تا ۲۹۰ دلار بر مایل مربع	۵۰ تا ۱۰۵ دلار بر کیلومترمربع
زمینی	کارهای زمین شناسی صحرایی	۱۵۰تا ٦۵۰ دلار بر مایل مربع	٦۰ تا ۲٤۰ دلار بر کیلومترمربع
	استنتاجات زمین شناسی	۱۸۰ تا ٤۵۰ دلار بر روز	

ژئوفیزیک: هزینه برداشت های ژئوفیزیکی به ازای هر مایل خط برداشت (هر کیلومتر خط برداشت) یا هر روز در جدول۲-۳ برای کلیه روشها آورده شده اند.هزینه های ژئوفیزیک هوابردی و زمینی علاوه بر موارد مذکور برای روش های مختلف به شرح زیر می باشند:

روش	هوابردی	زمینی
ثقلی	N/A	٤۵۰ تا ۱۳۰۰ دلار بر مایل (۲۵۰ تا ۸۰۰ دلار بر کیلومتر)
الکتریکی-IP	N/A	۵۰ تا ۱۰۰ دلار بر مایل (۳۰ تا ۵۵ دلار بر کیلومتر)
مغناطیسی	۲۰ تا ٦۵ دلار بر مایل (۱۵ تا ٤۰ دلار بر کیلومتر)	۱۵۰ تا ۲۰۰ دلار بر مایل (۱۰۰ تا ۱۳۰ دلار بر کیلومتر)
الکترومغناطیسی	۲۰ تا ٦۵ دلار بر مایل (۱۵ تا ٤۰ دلار بر کیلومتر)	۱۰۰ تا ۲۰۰ دلار بر مایل (٦۵ تا ۱۳۰ دلار بر کیلومتر)
پرتوسنجی	۲۰ تا ٦۵ دلار بر مایل (۱۵ تا ٤۰ دلار بر کیلومتر)	------

ژئوشیمی: هزینه های ژئوشیمیایی دارای دو قلم عمده است، هزینه های صحرایی و هزینه های آزمایشگاهی.

پی جویی ژئوشیمیایی در آب	۵۰ تا ۱۰۰ دلار بر مایل مربع (۲۰ تا ٤۰ دلار بر کیلومتر مربع)
پی جویی ژئوشیمیایی در خاک	۱۲۰۰ تا ٦۰۰۰ دلار بر مایل مربع (۵۰۰ تا ۲۵۰۰ دلار بر کیلومتر مربع)
تجزیه نمونه ها	٤ تا ۱۰ دلار بر نمونه

حفاری و حفر: هزینه های حفاری بسته به عمق گمانه، شرایط سنگ، تعداد گمانه و طول حفرشده، عوارض زمین،موقعیت و مهارت حفار تغییر می کند. به منظور برآورد هزینه های حفاری دامنه ارقام هزینه زیر می توانند مفید واقع شوند:

حفاری الماسی(همراه با مغزه گیری)	۱۰ تا ۲۵ دلار بر فوت (۳۰ تا ۸۰ دلار بر متر)
حفاری دورانی	٦ تا ۱۵ دلار بر فوت (۲۰ تا ۵۰ دلار بر متر)
حفاری ضربه ای	٤ تا ۱۰ دلار بر فوت (۱۵ تا ۳۰ دلار بر متر)

هزینه های حفرفضاهای اکتشافی زیرزمینی کوچک مقطع به طور تقریبی به شرح زیر است:

حفر چاه قائم	۳۰۰ دلار بر فوت (۱۰۰۰ دلار بر متر)
حفر تونل	۱۰۰ دلار بر فوت (۳۰۰ دلار بر متر)

هزینه ترانشه زنی سطحی عبارت است از

خاک	۲ تا ۳۵ دلار بر یارد مکعب (۳ تا ٤۵ دلار بر مترمکعب)
سنگ	۷ تا ٦۰ دلار بر یارد مکعب (۱۰ تا ۸۰ دلار بر مترمکعب)

با توجه به اینکه سرعت در امر اکتشاف از اهمیتی معادل هزینه برخوردار است امروزه به ندرت از حفریات به جای عملیات حفاری استفاده می شود. در صورتی که حفاری اکتشافی از طریق پیمانکار انجام شود مبنای محاسبات جهت کنترل هزینه ها، بازیابی حداقل ۹۰ یا ۹۵ درصد مغزه است.برای بدست آوردن هزینه واقعی عملیات حفاری باید هزینه تجزیه نمونه ها به میزان ٤ تا ۱۰دلار به ازای هر نمونه به هزینه حفاری اضافه شود.

پیمایش گمانه ها: پیمایش ژئوفیزیکی گمانه ها، مشابه عملیات حفاری،اغلب به پیمانکاران واگذار می شود.هزینه ها را می توان مطابق زیر برآورد کرد:

الکترومغناطیسی	۰/۵ تا ۱/۵ دلار بر فوت (۱/۵ تا ۵ دلار بر متر)
الکتریکی	۰/۵ تا ۲ دلار بر فوت (۱/۵ تا ٦/۵ دلار بر متر)
پرتوسنجی	۰/۲ تا ۰/۵ دلار بر فوت (۰/۷ تا ۱/۵ دلار بر متر)

سرفصل ها و عناوین یک گزارش امکان سنجی

در سرفصل ها و عناوین یک گزارش دقیق امکان سنجی ضروری است به همان میزانی که به سود معدنکاری پرداخته می شود، به سازگاری طرح با اهداف سرمایه گذاری مدیریت نیز پرداخته شود.یک گزارش امکان سنجی معمولاً سرفصل ها و عناوین زیر را شامل می شود.

۱- مقدمه، خلاصه، تعاریف

۲- کلیات: موقعیت و محل، آب و هوا، توپوگرافی، تاریخچه، مالکیت، وضعیت زمین، حمل و نقل و غیره.

۳- مسائل زیست محیطی: شرایط جاری، استانداردها، میزان محافظت لازم، بازسازی زمین، مطالعات ویژه، مجوز

٤- عوامل زمین شناسی: نحوه انباشت کانسار، منشأ، ساختار، کانی شناسی و سنگ شناسی

۵- ذخایر کانی: روش های اکتشاف و جستجو (پی جویی) ، محاسبه عیار و تناژ ذخیره (برای مثال ۳/٦۵ میلیون ST یا ۳/۳۱ میلیون T ذخیره اندازه گیری شده با عیار متوسط ۳/۰۵ درصد روی)، میزان و عیار کانی جنبی

٦- طرح معدنکاری : آماده سازی و استخراج

۷- فرآوری: تسهیلات (سطحی) مورد نیاز در محل

۸- دستگاه ها و ماشین آلات و تأسیسات و تسهیلات سطحی (و زیرزمینی): محل، طرح احداث

۹- تسهیلات جنبی و کمکی: انرژی، آب رسانی، راه های دسترسی، انتقال باطله، ساختمان سازی و غیره

۱۰-امور اداری: نیروی کار (کارگری و سرپرستی)

۱۱-بازاریابی: بررسی اقتصادی عرضه و تقاضا، قیمت، قراردادهای درازمدت، جایگزین ها و غیره

۱۲-هزینه ها: برآورد هزینه های مستقیم و غیرمستقیم و کل آماده سازی و بهره برداری، هزینه های فرآوری،حمل و نقل، ذوب و غیره

۱۳-ارزیابی اقتصادی: ارزیابی کانسار، دسته بندی به عنوان ذخیره یا منبع، محاسبه ارزش جاری

۱٤-تعیین سود: تعیین حد سودآوری بر مبنای عیارحدها و قیمت های مختلف

در ادامه مطالب روش های محاسبه هزینه، ارزش یا درآمد،سود و قیمت فعلی یا جاری مطرح و بحث خواهندشد.جهت آشنایی بیشتر با این واژه ها مثال های ساده ای مطرح می شوند.

مثال۱- سود واحد در استخراج و فرآوری کانسار کانسنگ مسی با عیار ۰/٦ درصد را در صورتی که قیمت فروش مس در کنسانتره ۷٤ سنت بر پوند (۱/٦۳ دلار بر کیلوگرم) و بازیابی نهایی۹۲ درصد و هزینه واحد نهایی ٦/۸ دلار بر تن کوچک (۷/۵ دلار برتن) باشد، برآورد نمایید:

۲۰۰۰ پوند بر تن کوچک ×قیمت× بازیابی×عیار = ارزش یا درآمد

دلار بر تن کوچک۸/۱۷ = ۰/۹۲×۲۰۰۰ =۰/۰۰٦×۰/۷٤×

بر تن کوچک ۱/۳۷=٦/۸۰ − ۸/۱۷ = هزینه− درآمد = سود

مثال۲- عیارحد را برای کانسار مس مثال۱ محاسبه نمایید.

$$\text{عیارحد} = \frac{\text{هزینه}}{\text{بازیابی} \times \text{قیمت}} = \frac{6/8}{0/74 \times 0/92} = 9/99\, lp/\text{ST} \rightarrow 9/99 \div 2000 = 0/5 \text{ درصد}$$

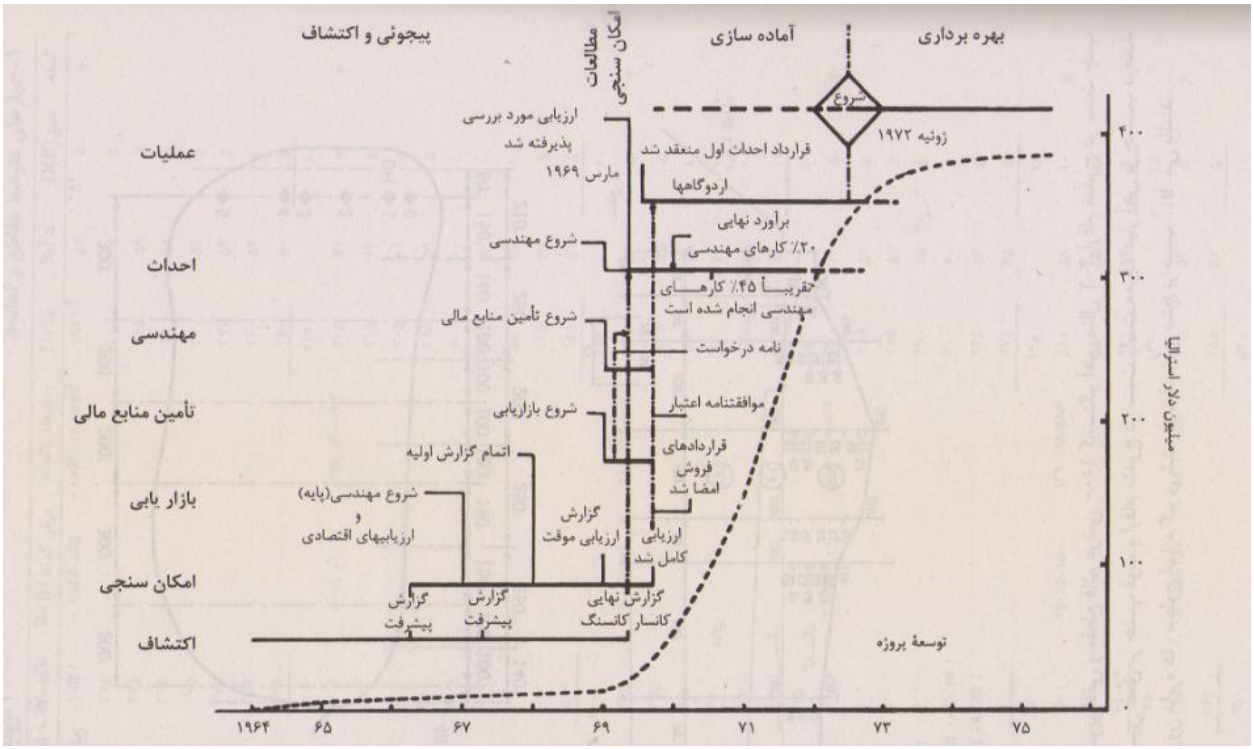
نیلسون[1] اظهار می دارد که عیار حد بهینه عیاری است (یا کمترین عیاری است) که درآمد حاصل از آن فقط پاسخگوی هزینه ها می باشد.مطالعات امکان سنجی همیشه به آرامی انجام نمی شود و پس از ارزیابی های مرحله دوم به پایان نمی رسد.تصمیمات در جریان پیشرفت اتخاذ می شوند و سرمایه ها با هدف بیشینه کردن درآمد و سود و کمینه کردن افت ها یا هزینه ها مصرف می گردند.این مطالعات در تمام طول عمر معدن ادامه می یابد و آماده سازی همگام با بهره برداری پیش می رود.ارتباط بین هزینه ها و مراحل طراحی در طول اکتشاف و آماده سازی و بهره برداری و زمان های صرف شده در شکل زیر نشان داده شده است.این نمودار بر مبنای یک پروژه واقعی، معدن مس بوگینویل[2] در گینه نو ارائه گردیده است.توجه داشته باشید که قبل از رسیدن گزارش امکان سنجی به مرحله بررسی، ۲۰ میلیون دلار و در طول تکمیل آن و گزارش نهایی ۳۵۰ میلیون دلار هزینه شده بود.سه سال بعد و پس از صرف ۳۰ میلیون دلار (۸/۵ سال پس از شروع پی جویی) این معدن بزرگ شروع به کار کرد.

بهره برداری: روش های استخراج

انتخاب روش

وظیفه اصلی در بهره برداری معدن انتخاب آن روش استخراجی است که بیشترین و بهترین انطباق را با مشخصات خاص کانسار کانی (ژئومکانیکی، زمین شناسی، زیست محیطی و غیره) که باید استخراج شود، با رعایت محدودیت های ایمنی،فنی و اقتصادی به نحوی که کمترین هزینه و بیشترین سود را بار آورد، داشته باشد.اکنون به بررسی عواملی که بیشترین تأثیر را بر انتخاب روش استخراج دارند، پرداخته می شود.

[1] Nilsson
[2] Bougainville



شکل۱: ارتباط بین مراحل طراحی در طول اکتشاف و آماده سازی و مخارج مقدماتی معدنکاری یک معدن روباز بزرگ مس (معدن Bougainville در Papua گینه نو)

عوامل موثر در انتخاب

۱- مشخصات فضایی کانسار: این عوامل از آنجایی که بیشترین تأثیر را در انتخاب روش معدنکاری (سطحی یا زیرزمینی)، ظرفیت تولید، روش انتقال مواد و جانمایی شبکه معدن در درون کانسار دارند، احتمالاً از جمله مهمترین عوامل می باشند.

الف) اندازه (ابعاد، به ویژه ارتفاع یا ضخامت)

ب) شکل (لایه ای، عدسی، توده ای،نامنظم)

ج) جهت فضایی (انحراف یا شیب)

۲- شرایط زمین شناختی و آب شناختی: مشخصات زمین شناختی هم کانسار کانی و هم سنگ های دربرگیرنده مجاور کانسار (مصالح میزبان) بر انتخاب روش، به ویژه انتخاب بین شیوه استخراج انتخابی

یا غیرانتخابی و محدوده نگهداری مورد نیاز برای کنترل زمین تأثیر دارند.آب شناسی بر ملزومات زهکشی و پمپاژ هم در معدنکاری سطحی و هم زیرزمینی موثر است.کانی شناسی در انتخاب ملزومات و تجهیزات فرآوری تأثیر دارد.

الف)کانی شناسی و سنگ شناسی (سولفورها در مقابل اکسیدها)

ب)ترکیب شیمیایی (کانی های اصلی، کانی های جنبی)

ج)ساختار زمین شناسی کانسار (چین ها، گسل ها،ناپیوستگی ها، توده های نفوذی)

د)صفحات ضعیف (درزه ها، ترک ها، کلیواژ در کانی ها، درزه های موجود در زغال)

ه) یکنواختی،دگرسانی،هوازدگی (مناطق،مرزها)

و)آب زمین و آب شناسی (میزان،سرعت جریان،سطح آب)

۳- خصوصیات ژئومکانیکی (مکانیک خاک و سنگ): این خصوصیات هم ماده معدنی و هم باطله را شامل می شود.خصوصیات مکانیکی مصالح و موادی که کانسار و سنگ های دربرگیرنده آن (در مورد روباره، خاک) را تشکیل می دهند، اساسی ترین عامل در انتخاب تجهیزات در معادن سطحی و انتخاب دسته روش ها (بانگهداری، بدون نگهداری و تخریبی) در معادن زیرزمینی هستند.

الف) خواص کشسانی (مقاومت، ضریب ارتجاعی یا کشسانی یا الاستیسیته، ضریب پواسون و غیره)

ب)رفتار خمیری یا ویسکوالاستیک (جریان یافتگی،خزش)

ج)حالت تنش (اصلی، القایی ناشی از استخراج)

د)مقاومت تراکمی و توانایی در مقابل فشار (قابلیت ایستایی فضاها بدون استفاده از وسایل نگهداری)

ه)دیگر خواص فیزیکی (وزن مخصوص،حفرات، تخلخل،نفوذپذیری، میزان رطوبت)

٤- ملاحظات اقتصادی: در نهایت این اقتصاد است که موفقیت یا عدم موفقیت یک کار معدنی را تعیین می کند.این عوامل به دلیل تأثیر بر میزان تولید،سرمایه گذاری،جریان نقدینگی،دوره بازگشت و سود بر انتخاب روش اثر می گذارند.

الف)ذخائر (تناژ و عیار)

ب) نرخ تولید (تولید به ازای واحد زمان)

ج)عمر معدن (دوره اجرایی آماده سازی وبهره برداری)

د)توان تولید (تولید به ازای یک نفر کارگر در واحد زمان، برای مثال تن بر نفر شیفت)

ه) هزینه های مقایسه ای استخراج برای روش های مناسب

٥- عوامل فنی: بهترین انطباق و سازگاری بین شرایط طبیعی و روش استخراج باید یافته شود.هر چند ممکن است یک روش خاص را نتوان در معدن کاری ممنوع کرد ولی این روش ممکن است اثرات معکوس بر عملیات بعدی (نظیر فرآوری و ذوب) داشته باشد.

الف)بازیابی معدن (بخشی از کانسار که واقعاً استخراج می شود)

ب) رقیق شدگی یا اختلاط باطله با ماده معدنی (مقدار باطله استخراج شده همراه کانسنگ)

ج) انعطاف پذیری روش با تغییر شرایط

د)قابلیت انتخابی بودن روش در تفکیک باطله و کانسنگ

ه)تمرکز یا تفرق کارها

و)میزان مکانیزاسیون،سرمایه و کارگر

٦- مسائل زیست محیطی: نه تنها مسائل زیست محیطی فیزیکی بلکه شرایط سیاسی- اجتماعی- اقتصادی نیز در انتخاب روش استخراج موثر هستند.

الف)کنترل زمین جهت نگهداری کامل فضاها

ب)نشست یا تأثیر تخریب بر روی سطح زمین

ج)کنترل مسائل مربوط به هوا (تهویه،کنترل کیفیت،کنترل حرارت و رطوبت)

د)نیروی کار (استخدام،آموزش، بهداشت و ایمنی،شرایط زندگی فردی و اجتماعی)

دسته بندی روش های استخراج

پذیرش از جنبه کاربرد	محل معدنکاری - دسته		زیردسته	روش استخراج	ماده معدنی	هزینه نسبی(٪)	
						۱۹۸۷	۲۰۰۲
سنتی	سطحی - مکانیکی			روباز	فلزی،غیرفلزی	۱۰	۵
سنتی	سطحی - مکانیکی			کواری	غیرفلزی ، سنگ تزئینی و نما	۱۰۰	۱۰۰
سنتی	سطحی - مکانیکی			نواری	زغال ، غیرفلزی	۱۰	۱۰
سنتی	سطحی - مکانیکی			اوگر	زغال سنگ	۵	۵
سنتی	سطحی -استخراج با آب		پلاسری	هیدرولیکی	فلزی،غیرفلزی	۵	۵
سنتی	سطحی -استخراج با آب		پلاسری	به کمک شناور	فلزی،غیرفلزی	۵ >	۵ >
سنتی	سطحی -استخراج با محلول های آبی		محلول	فروشویی	فلزی	۵	۱۰
سنتی	سطحی -استخراج با محلول های آبی		محلول	گمانه ای	غیرفلزی	۵	۵
سنتی	زیرزمینی	بدون نگهداری		اتاق و پایه	زغال ، غیرفلزی	۳۰	۲۰
سنتی	زیرزمینی	بدون نگهداری		کارگاه و پایه	فلزی،غیرفلزی	۳۰	۱۰
سنتی	زیرزمینی	بدون نگهداری		انباره ای	فلزی،غیرفلزی	۵۰	٤٥
سنتی	زیرزمینی	بدون نگهداری		طبقات فرعی	فلزی،غیرفلزی	٤٠	۲۰
سنتی	زیرزمینی	بانگهداری		کند و آکند	فلزی	٦٠	٥٥
سنتی	زیرزمینی	با نگهداری		استخراج ستونی	فلزی	۷۰	۷۰
سنتی	زیرزمینی	با نگهداری		کرسی چینی	فلزی	۱۰۰	۱۰۰
سنتی	زیرزمینی	تخریبی		جبهه کار بلند	زغال سنگ	۲۰	۱۵
سنتی	زیرزمینی	تخریبی		تخریب در طبقات فرعی	فلزی	۵	۱۵
سنتی	زیرزمینی	تخریبی		تخریب بزرگ	فلزی	۲۰	۱۰
نوین				حفر سریع	غیر زغال(سنگ سخت)		
نوین				اتوماسیون،رباتها	کلیه کانسارها		
نوین				هیدرولیکی	زغال، سنگ نرم		
نوین				متان زدایی	متان زغال سنگ		
نوین				تبدیل به گاز زیرزمینی	زغال سنگ		
نوین				تجزیه حرارتی	هیدروکربن ها		
نوین				استخراج اقیانوسی	فلزی		
نوین				استخراج هسته ای	غیرزغالی		
نوین				استخراج برون جوی	فلزی،غیرفلزی		

مطالعه موردی – معدن پورفیریون[۱]

برای نشان دادن وظیفه یک مهندس معدن در یک مطالعه امکان سنجی نسخه مختصری از پروژه طراحی دانشجویان سال آخر کارشناسی ارائه شده است. اساس مطالعه بر مبنای ارقام منتشر شده از ذخیره نیکل پوزیدون[۲] در ویندارا[۳] با اندکی تغییرات بود تا برای مقاصد طراحی مناسب باشد. باید در اینجا بیان کنم که هر شباهتی بین طرح پوزیدون و طرح های دانشجویان تصادفی بوده و بر اساس نگرشی منطقی بود. مایلم تا از آقای سمین لیمیتد[٤] جهت علاقه مند بودن ایشان و در اختیار قرار دادن اطلاعاتی پیرامون استحکام سنگ های پوزیدون تشکر کنم.

برای تمایز دو مطالعه از یکدیگر، معدن خود را پورفیریون (کسی که به مطالعه سنگ ها دلبستگی داشت و به شدت دوست داشت یک معدنچی گردد) می نامیم. فاکتورهای زیر باید تعیین گردد:

۱- تناژ ذخیره، هم قابل استخراج و هم قابل عرضه در بازار

۲- ارزش محصول قابل عرضه در بازار

۳- هزینه تجهیزات و آماده سازی برای یک نرخ عملیاتی معین

٤- زمان لازم جهت آغاز تولید برای یک نرخ عملیاتی معین

۵- هزینه تولید در یک نرخ عملیاتی معین شامل هزینه های عملیاتی و ثابت بالاسری. همچنین این مورد شامل خانه سازی و ایجاد تسهیلات حمل و نقل نیز می باشد.

شکل عمومی کانسار در شکل ۳-٤ و نقشه جایابی در شکل ٤-۲ نمایش داده شده است. گام اول هنگام مشاهده یک کانسار (مانند مورد فوق) تخمین سرانگشتی ذخایر و قیمت می باشد.در خیلی از

[۱] *Phorphyrion*
[۲] *Poseidon*
[۳] *Windarra*
[٤] *Samin Limited*

موارد این کار یک تصمیم شهودی و حسی است. در این مورد یک برآورد هوشمندانه از حفاری هـای اولیه انجام شده و مبین آن است که کانسار شامل ۹ تا ۱۰ میلیون تن کانسنگ با عیاری بیشتر از ۱ درصد نیکل است و نشان می دهد که علیرغم موانع جغرافیایی بطور نزدیک به یقین یک معدن سودده می باشد. گام بعدی افزایش برنامه حفاری در امتداد طول کانسار و پیشنهاد حفر ۱ یا ۲ گمانه عمیق تر با حفاری الماسی است تا تداوم (کانی سازی) در عمق بررسی شود. شکل ۳-٤ کانسار را در دو رده عیاری نشان می دهد: ناحیه ای با عیار بیش از ۱ درصد (عیار حد) و ناحیه ای بـا عیـار بـین ۰/۵ تـا ۱ درصـد. بـا احتساب عیار حد ۱ درصد، عیار میانگین کانسنگ استخراجی ۲ درصد خواهد بود. ذکر این نکته الزامی است که این معدن یک معدن عمیق خواهد بود و بنابراین جهت سودآوری باید کانسنگ با عیار بـالاتر استخراج شود. نوسانات بازار ممکن است موجب شود ناحیه کم عیار در هنگام افزایش قیمت، ارزشمند و مفید برای استخراج گردد. در اینجا مناسب است تا کانسنگ را حاشیه دار درنظر بگیریم.هزینه معدن کاری باید صرف کانسنگ سودده که در آن هزینه های آماده سازی و بالاسری پوشش داده خواهد شـد گردد. اگرچه دسترسی یکباره به یک کانسار موجب انتفاع و سودآوری می گردد اما ممکن است هاله از کانسنگ حاشیه دار وجود داشته باشد. در این صورت هزینه های بالاسری پوشش داده می شود اما در ورای استخراج کانسنگ حاشیه دار تنها سود اندکی پس از صـرف هزینـه هـای اسـتخراج و فـرآوری نمایانگر خواهد بود.

ممکن است معدن برای برآورد و اجابت بیشترین تقاضاها یا اطاعت فرامین ضروری به کار با هزینه های سربه سری تن دهد. شاید اگر افراد و ماشین آلات در شرایط مطلوب نباشند (شاید به علت مشکلی که در کارگاه دیگری رخ داده است) کانسنگ حاشیه دار استخراج گردد و در سطح زمین انباشته شـود. سپس در صورت عدم تعادل بین تولید و ظرفیت کارخانه فرآوری می توان کانسنگ کم عیار را علیرغم

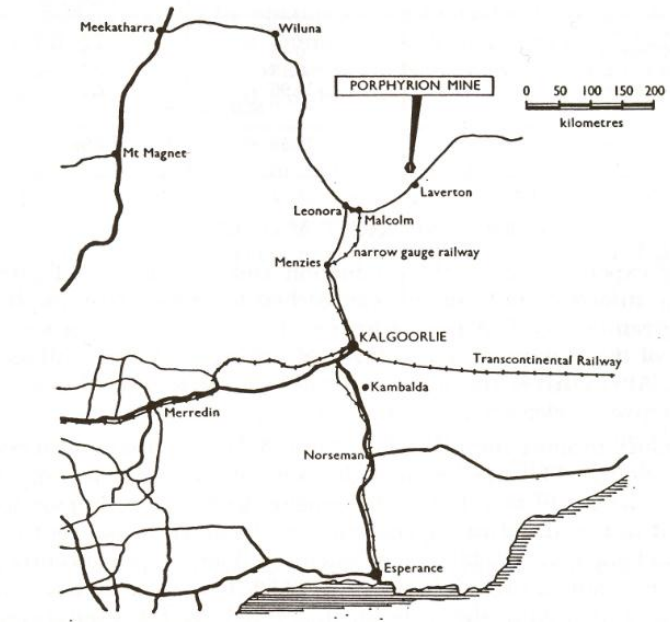
غیرمطلوب بودن این امر وارد پروسه خردایش نمود. گاهی اوقات می توان از کانسنگ کم عیار انباشته شده جهت ترقیق کانسنگ پرعیار استخراج شده استفاده کرد تا بازیابی مدار فرآوری متعادل حفظ شود.

گام اول: کنترل مقدار ذخایر

مهندس معدن هنگام اقدام به شروع مطالعه امکان سنجی با یک زمین شناس رایزنی می نماید و مقدار ذخیره های ممکن و احتمالی را می آزماید و برای افزایش درجه اطمینان از مقدار ذخیره فرمان حفاری و نمونه برداری بیشتر را صادر می کند. ارزیابی چندین رگه معدنی نشان می دهد رگه A که بزرگترین رگه در مجاورت سطح زمین است دارای ذخیره ۳ تا ٤ میلیون تن کانسنگ با عیار ۲/۵ درصد نیکل می باشد و احتمالاً عملیات استخراج از این مکان آغاز خواهدشد. یک چاه مایل اکتشافی حفر می شود، نمونه هایحجیم برداشته می شود و مشخصات کانسنگ تعیین می گردد. تخمین اولیه ذخیره کانسنگ معدن پورفیریون در جدول۷ نمایش داده شده است. مشاهدات گویای این مطلب است که حداقل چند رگه تا عمقی بیش از ۸۰۰ متر گسترش دارند. هر چند به قدر کفایت ذخیره قطعی و احتمالی جهت آغاز عملیات معدن کاری وجود دارد و حضور کانسارهای عمیق تر در خلال کارهای زیرزمینی اثبات خواهد شد.

جدول۷ : ذخایر احتمالی معدن پورفیریون

رگه معدنی	تناژ (میلیون تن)	میانگین عیار نیکل (درصد)
A تا عمق ۳۰۰ متر	۳/۰۳	۱/۳
B تا عمق ۳۰۰ متر	۰/٤۰	۲/۰
C+E تا عمق ٤۵۰ متر	۰/۱۵	۲/۷
D تا عمق ۵۰۰ متر	۱۱/۹٦	۲/۲
F	تنها کانسنگ حاشیه دار	
کل ذخیره احتمالی	۱۵/۵٤	۱/۹۱



شکل۲-٤ : موقعیت مطالعه موردی پورفیریون

گام دوم: ارزش بازار

کارشناسان بازاریابی وضعیت تولید و مصرف جهانی را مطالعه می کنند و دیدگاه های رسمی و غیررسمی خریداران آینده را بررسی می کنند. بازاریابی می تواند بر اساس دو ساختار (چارچوب) باشد. هزینه واحد وزن فلز خام شامل هزینه استخراج، فرآوری و ذوب می باشد. متناوباً عملیات به قبل از ذوب ارجاع داده می شود تا بتوان قیمتی برای کنسانتره تولید شده در کارخانه فرآوری بدست آورد. به عنوان مثال فرض کنید قیمت هر تن نیکل حاصل از عملیات ذوب ۲۵۰۰ دلار باشد. واحد ذوب کنسانتره را می خرد.(هزینه های حق بیمه و کرایه حمل توسط فروشنده پرداخت گردیده است.) این واحد تنها به ازای۷۰ درصد از محتوای نیکل در کنسانتره پول پرداخت می کند(معادل ۷۰ درصد ارزش نیکل در کنسانتره را پرداخت می کند). ۳۰ درصد مابقی صرف پرکردن کوره و کاهش فلز در خلال ذوب می شود.

بنابراین ارزش هر تن کنسانتره هنگام ورود به واحد ذوب تنها ۱۹۲/۵ دلار می باشد. اگر کنسانتره از استرالیا با کشتی به سمت ژاپن ارسال گردد هزینه های حمل و بیمه حدوداً ۱۷/۵ دلار در هر تن می باشد به نحوی که ارزش کانسنگ بدون فرآوری ۱۷۵ دلار است. برای سهولت محاسبات اعلام هزینه ها بر اساس هزینه بر واحد- تن اعلام می گردد به عبارت دیگر ارزش کنسانتره ۱۱ درصدی، ۱٦ دلار بر واحد- تن می باشد(هر واحد برابر با ۱ درصد عیار فلز است). اگر چه فرایند فرآوری کل محتوای نیکل کانسنگ را بازیابی نمی کند، بازیابی بین ۷۰ تا ۹۵ درصد متغیر است. با فرض بازیابی ۸۵ درصدی ارزش کانسنگ در معدن ۱۳/٦ دلار بر واحد- تن می باشد. این بدین معنا است که اگر عیار عمده[1] برابر با ۲ درصد نیکل باشد، معدن از هر تن کانسنگ استخراج شده درآمدی معادل ۲۷/۲۰ دلار دریافت می کند که می تواند تمام هزینه های عملیاتی و بالاسری استخراج و ذوب را پوشش دهد.عیار غالب (عمده) عیار حاصل از مخلوط کردن کانسنگ پرعیار و کم عیار خروجی از معدن می باشد.

گام سوم : هزینه های کاری (هزینه ها در خلال کار)

برآورد اولیه هزینه ها اغلب بر اساس یافتن یک معدن مشابه با خروجی مشابه موضوع مورد مطالعه و انتخاب تعداد افراد و وضعیت تجهیزات مطابق با آن می باشد تا بتوان بصورت راهبردی از آن استفاده کرد. در این کتاب مجالی برای ارائه یک طرح مشروح نمی باشد. از این رو چکیده هایی از یک طراحی کامل و مختصری از کلیات مربوط به آن ارائه خواهد شد.

اولین تصمیم انتخاب روش عملیات است. به منظور کمینه کردن هزینه ها در مطالعه موردی فوق که از رگه هایی طولانی، باریک و پرشیب با مقاومت متوسط سنگ دربرگیرنده تشکیل یافته است دو روش کند و آکند مکانیزه و کارگاه باز مکانیزه پیشنهاد می گردد. شکل و مقاومت کانسار مغایر با کاربرد روش

[1] *Head grade*

های تخریبی است. مطالعات مرتبط در زمینه فرآوری پیشنهاد می کند روش پرکردن با شن که بصورت هیدرولیکی انجام می شود قابل اجرا نبوده، در نتیجه از طریق موادی که از سطح زمین تأمین می شوند این امر ممکن می شود. ما استفاده از روش کارگاه باز با چال های عمیق را به علت آنکه دیواره برخی از کارگاه ها به صورت قابل توجهی ضعیف است رد می کنیم، بنابراین روش کند و آکند ایمن تر خواهد بود. به علت نزدیکی کانسار به سطح زمین تصمیم می گیریم تا به کمک یک چاه مایل دسترسی، عملیات را آغاز نماییم و تصمیم حفر یک چاه قائم را به مدت ۱ یا ۲ سال به تعویق می اندازیم. از آنجایی که مطمئن هستیم معدن با نرخ های متفاوتی تولید خواهد داشت اولین دستگاه های حفاری و لودرهای تخلیه از جلو را خریداری می کنیم و پس از اتمام طراحی تفصیلی حفر دسترسی ها آغاز می شود. واضح است که استخراج از رگه A شروع می شود زیرا این رگه بزرگترین رگه و نزدیک به سطح زمین است. از دو انتهای رگه A دیکلین های دسترسی حفر خواهند شد و پس از رسیدن به عمق مورد نظر جبهه کارهای پیشروی از دو نقطه به سمت همدیگر حرکت می کنند تا یکدیگر را نزدیکی مرکز مسیر قطع کنند. از این تونل برای آماده سازی کارگاه استخراج استفاده خواهد شد. رگه A عیار پایینی دارد و ما به یک افزاینده عیار نیازمندیم، به این علت (از رگه A) تونلی به سمت رگه بزرگ دیگر (D) حفر می نماییم تا در اسرع وقت عیار غالب (عمده) ارتقا یابد. تهویه از طریق دو دیکلین حفر شده در A انجام خواهد شد و یک چاه قائم کوچک باید از رگه D از پایین تا سطح زمین حفر شود تا کارگاه استخراج را تهویه نماید. (دو دیکلین حفر شده در A امکان عبور هوا را مهیا می سازند.)

چند قانون سرانگشتی برای اقدام به شروع برنامه ریزی پذیرفته شده است. اولاً فرض معمول آن است که عمر یک معدن ۱۰ سال برای اکثر ذخایر احتمالی تعیین می شود، مثلاً ۱۰ میلیون تن در ۱۰ سال به معنای نرخ تولیدی برابر با ۱ میلیون تن کانسنگ در ۱ سال می باشد. دوماً این مقدار باید با نرخ

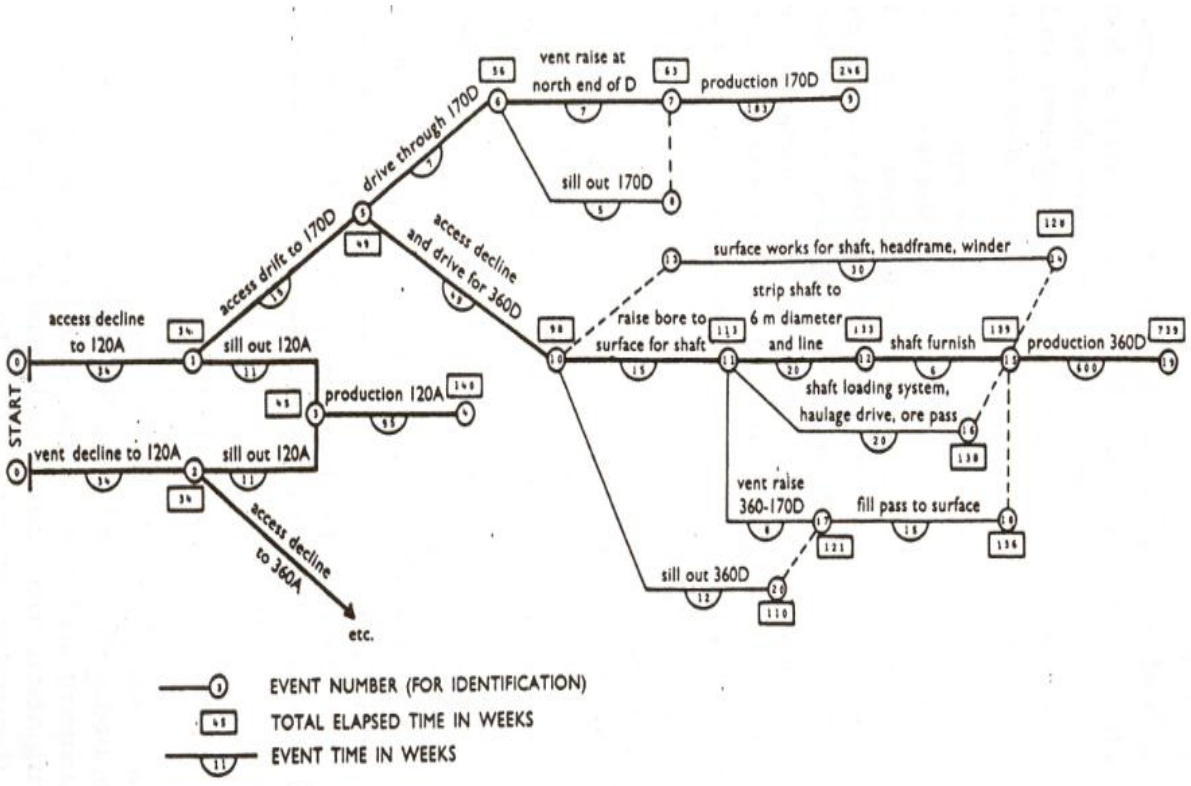
پیشروی قائم معدن که حدوداً ۳۰ متر در سال است موافق و سازگار باشد تا تطابق زمانی لازم بین آماده سازی های بیشتر و تولید حفظ شود. به دلایل متالورژیکی، معدن کاری باید از زیر ناحیه اکسیده (هوازده) آغاز شود. این مسئله افق اولیه ۱۲۰ متری را برای معدن کاری در رگه A ایجاب می کند. تا هنگام دسترسی به رگه D (که پرعیارتر می باشد) عیار غالب توسط مقداری غنی شدگی در زون سوپرژن حفظ می شود. مقدار اولیه نرخ تولید مطابق جدول ۸ می باشد. دو رگه C و E وارد تولید نمی شوند (به مجموع کل اضافه نمی شوند) و تا هنگامی که ساختار آنها کاملاً شناخته نشده بصورت ذخیره باقی می مانند. می توان مشاهده کرد که مقدار تولید آنی نبوده اما تا حد مورد نیاز افزایش می یابد. اکنون ما یک نقطه آغازین در اختیار داریم که مبتنی بر طرح آماده سازی معدن و سفارش برخی تجهیزات مورد نیاز است. تحویل کالاها ممکن است از ۱ یا ۲ سال پس از سفارش اقلام عمده تجهیزات که متناوباً قبل از اتمام برنامه ریزی تفصیلی انجام شده صورت گیرد. برنامه ریزی تفصیلی و طرح تولید چندین بار برای آهنگ های متفاوت کاری تکرار می شود تا از این طریق و انجام مطالعات حساسیت بتوان آهنگ کاری (عملیاتی) بهینه را تعیین کرد. این مقدار پس از طراحی پایه تغییر نخواهد کرد.

گام چهارم : زمان لازم تا آغاز تولید

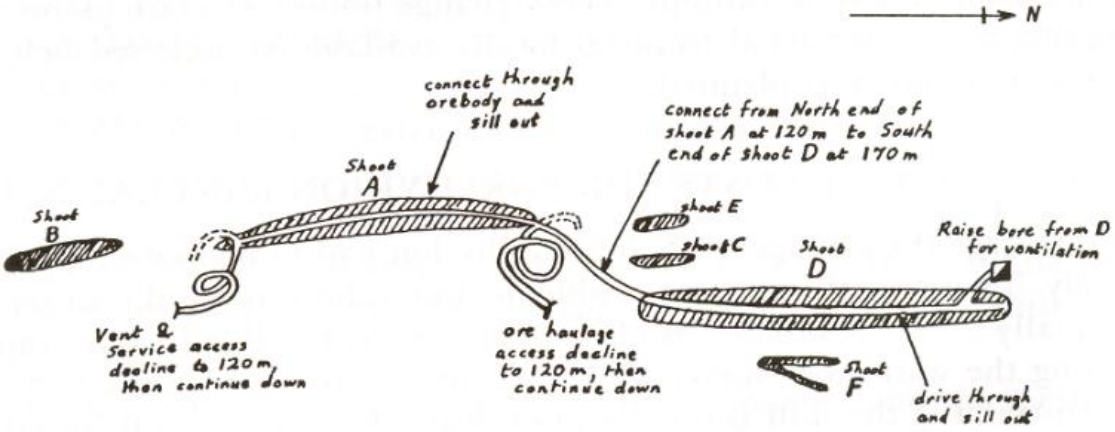
در این زمان مهندسین روندی گام به گام را تا رسیدن به تولید طراحی می کنند. این روند به بهترین شکل توسط دیاگرام پیکانی نمایش داده می شود (شکل ٤-۳). این دیاگرام بعداً می تواند به یک آنالیز مسیر بحرانی تفصیلی تبدیل شود. برای توضیح و تشریح C.P.Aیا C.P.M(روش مسیر بحرانی) باید به یک کتاب پیشرفته تر در زمینه مدیریت مهندسی مراجعه نمود. این روش اساساً یک تکنیک برای تنظیم برهم کنش عناصر موجود در برنامه آماده سازی می باشد تا زمان بهینه (که الزاماً کوتاهترین زمان نیست) استنتاج گردد.

شکل ٤-٤ نمایی کلی از طرح اولیه را نمایش می دهد. در مراحل مقدماتی برنامه ریزی پیش نـویس های قابل تغییری مانند این شکل تهیه می شود و ممکن است در یک روز چندین بار دستخوش تغییـر گردد. مهندس برای یک دیاگرام پیکانی زمان های محتمل کارها را بر اساس تجربه اش استنتاج می کند. نرخ پیشروی دیکلین ها و جبهه کارهای پیشروی ۸ متر در هفته درنظرگرفته می شـود. بـرای مقاصـد طراحی یک هفته کاری شامل ٥ روز می باشد اما بطور معمول ٦ روز در هفته کار انجام می شود.

این امر حاشیه اطمینانی برای توقف تولید، اعتصابات و غیره بوجود مـی آورد. دیـاگرام، نقـل مکـان تجهیزات برای کنترل و برنامه ریزی را مجاز می داند. به عنوان مثال رخدادهای ١١-١٠، ١٧-١١، ١٨-١٧ در شکل ٤-٣ در قسمت های مختلف معدن رخ می دهند اما بصورت مداوم و پی در پی هستند زیـرا تمام آنها از ماشین حفار رو به بالای چاه استفاده می کنند.



شکل ٤-٣ : دیاگرام پیکانی برای آماده سازی



شکل ٤-٤ : نقشه آماده سازی برای معدن پورفیریون

گام پنجم- الف: هزینه های کلی برای یک معدن معمولی

اکنون طراح معدن کارگاه های استخراج خود را بر اساس قواعد و اصول طراحی کرده است. او می داند که به چه تجهیزات و نیروی کاری محتاج است. این رقم تعداد دقیق افراد برای گماشتن در هر کار نیست و شامل ۸ درصد بیش برآورد است تا روزهای تعطیل و روزهای غیبت از کار پرسنل را دربربگیرد. در یک مجتمع کوچک معدنی غیبت در حدود ۵ درصد است اما در یک معدن که به یک شهر بزرگ نزدیک است میانگین نرخ غیبت بالا و حدوداً ۱۵ درصد است. این مقدار می تواند حدوداً ۲۵ درصد غیبت در روزهای دوشنبه و جمعه و حضور کامل در روزهای میان هفته باشد. شاید لازم باشد تا پاداش اضافه کاری بر هزینه ناشی از دستمزد کارکنان اضافه شود یا حتی تعداد نفرات بیشتری برای پوشش در مواقع اضطراری اختصاص یابند. کارخانه فرآوری بصورت همزمان با معدن طراحی می شود. طراحی (کارخانه) فرآوری بر اساس تجربیات گذشته و آزمایشات متالورژیکی بر نمونه های حجیم است. اولین برداشت از دیگر معادن آن است که یک کارخانه فرآوری با ظرفیت سالیانه یک میلیون تن هزینه ای در حدود ۳۰ میلیون دلار خواهد داشت. آنگاه ما باید بصورت تفضیلی هزینه ماشین آلات و مساحت مورد نیاز برای ساختمان سازی را استنتاج نماییم. تا هنگامی که یک نقل قول قطعی از سوی

پیمانکاران بیان نشود، تمام ساختمان های سطحی هزینه ای حدود ۱۱۰ دلار بر متر مربع (۱۰۰۰ دلار بر ۱۰۰ فوت مربع) خواهند داشت. هنگامی که نیروی انسانی و تجهیزات مورد نیاز برای معدن و کارخانه فرآوری آشکار شد، آنگاه کارگاه های سطحی، دفاتر، محل های تعویض لباس و غیره طراحی می شوند. قبل از آنکه یک مجتمع معدنی جدید طراحی شود خانه سازی و تسهیلات تفریحی بصورت موضعی ارزیابی و برآورد می شوند.

گام پنجم- ب : هزینه های کلی معدن پورفیریون

در این مرحله باید طرح و وضعیت معدن پورفیریون به دقت نگریسته و بررسی گردد. ۳ مشکل عمده وجود دارد: آب، خانه سازی و حمل و نقل. معمولاً یک کارخانه فرآوری تا حد امکان در نزدیکی معدن واقع می شود تا در صرف هزینه های انتقال باطله مخلوط شده با کانسنگ صرفه جویی شود. همچنین در صورتی که کارخانه فرآوری در اجاره معدن باشد یک امتیاز مالیاتی در استرالیا وجود دارد. اگرچه یک کارخانه فرآوری برای پرعیارسازی نیکل حدوداً به ۱/۲۵ تن آب برای فرآوری یک تن کانسنگ کانه آرایی شده نیاز دارد. منبع آب نزدیک پورفیریون محدود به سفره های غیر کافی زیرزمینی کشف شده است. یک نقب قدیمی غرق شده و یک سفره آب غیرقابل آشامیدن می تواند نیاز معدن را تأمین کند اما برای کارخانه فرآوری کافی نخواهد بود. جستجو برای یافتن راه علاج نشان داد که یک کارخانه فرآوری قدیمی با یک منبع آب وابسته به آن در کارگورلی[۱](شکل ٤-۲) وجود دارد که قابل خرید می باشد. اجباراً ما باید روزانه ٤۰۰۰ تن کانسنگ بجای ۳۵۰ تا ٤۰۰ تن کنسانتره جابجا نماییم. در عوض یک راه برای اندوختن هزینه های خانه سازی (برای افراد متأهل هر واحد ٤۰۰۰۰ دلار و برای افراد مجرد هر واحد ۵۰۰۰ دلار) در لاورتن[۲] (مکانی که باید برای تمام پرسنل خانه سازی می شد) وجود دارد. تقویت

[۱] *Kalgoorlie*
[۲] *Laverton*

و به روزرسانی خط آهن موجود از کالگورلی به مالکولم[1] موجب صرف هزینه است. صرف این مقدار ضروری است زیرا ترابری پرحجم توسط کامیون ها در این مسیر طولانی احتمالاً غیراقتصادی می باشد. حد فاصل مالکولم تا پورفیریون می توان از بین دو گزینه ساخت یک خط جدید راه آهن یا دانه بندی، زیرسازی و رویه سازی راه به منظور باربری با کامیون یکی را برگزید. راه آهن هزینه سرمایه گذاری بالاتر، هزینه های عملیاتی پایین تر و رهایی یافتن از خانه سازی به سبب کاهش پرسنل مورد نیاز را درپی دارد. باربری با کامیون از پورفیریون تا مالکولم علیرغم داشتن هزینه سرمایه گذاری پایین تر، هزینه عملیاتی بالاتری (دلار بر تن- واحد) در پی دارد. یارانه های دولتی برای راه اندازی دارایی عمومی در این منطقه درخواست خواهد شد. پورفیریون امیدوار است تا سطح سرمایه و (تجهیزات) حمل و نقل ریلی انتخاب شده ارتقا یابد. در عمل با رایزنی با دولت ایالتی W.A و دیگر شرکت های معدن کاری، مسیر راه آهن تا مالکولم به منظور استفاده عمومی و مشترک تقویت شده است و پوزیدون در هزینه های زیرسازی مالکولم تا لاورتن با ایالت سهیم خواهد بود.پوزیدون باید به منظور ارتقاء راه آهن و تجهیزات حمل خود هزینه کند. بطور خلاصه در این مرحله، هزینه های عملیاتی معدن پورفیریون ۱٤/۷ دلار بر تن بود. این مقدار متشکل از موارد زیر است:

هزینه	دلار بر تن
معدن کاری (از ابتدا تا خردایش، شامل آماده سازی تولید)	٤/۰
احداث راه آهن تا کالگورلی	٤/۲۰
فرآوری	٤/٤۰
مدیریت	۱
سکونت	۰/٦۰
اکتشاف (توسعه کانسار موجود)	۰/۵
جمع	۱٤/۷

[1] *malcolm*

به یاد دارید ارزش کانسنگ ۱۳/۶۰ دلار بر واحد- تن بود، پس عیار میانگینی برابر با ۱/۰۸ درصد در صورتی که در طراحی اشتباهی رخ نداده باشد نقطه سربه سر خواهد بود. اکنون باید حسابداران به افزایش منابع مالی و منافذ طرح های مالیاتی بپردازند. درآمد ناشی از فروش باید هزینه های عملیاتی، بهره، بازپرداخت وام ها با بهره ثابت، هزینه های اکتشافات بیشتر برای یافتن کانسارهای جدید و بازگشت سرمایه به سرمایه گذاران را پوشش دهد. چنین فاکتورهایی نظیر تعویق در فروش و پرداخت مالیات موجب پیچیده شدن امور می شود و در اینجا مورد بحث قرار نمی گیرد. جدول ۹ با درنظرگرفتن یک نرخ تنزیل یک آنالیز گردش وجوه آزمایشی را نمایش می دهد. همان طور که مشاهده می شود ۵۱ میلیون دلار وام دریافت شده تا مخارج دو سال اول قبل از اکتساب درآمد پوشش داده شود. به علاوه مخارج اولیه که از راه سرمایه گذاری و اخذ وام به عاریه گرفته شده تا صرف اکتشاف و بررسی های امکان سنجی گردد باید بازگردانده شوند. مناسب است تا با ذکر این توضیح که یک مطالعه امکان سنجی باید با یک نمای کلی به کمک هر سرمایه گذار بالقوه که با یک شرکت معدن کاری مشارکت دارد انجام شود، مطالعه موردی را در این نقطه به منظور انتخاب روش های استخراج رها نمود. یک سرمایه گذار می تواند با امیدواری به یک دلال سهام شرکت اعتماد کند تا او این کار را برای وی انجام دهد. اگر چه لازم است به منظور بررسی کامل دورنما و پی جویی زمان وجود داشته باشد اما ممکن است یک سرمایه گذار خوش شانس سود برد یا یک فرد بدشانس با یک سرمایه گذاری لحظه ای زیان ببیند. سرمایه گذاران بنگاهی (سازمانی) بیشتر مایلند به خرید با قیمت بازار سالم اعتماد کنند تا از افزایش آن سود ببرند.

جدول ۸ : نرخ تولید احتمالی برای معدن پورفیریون

Shoot	A		A		D		D		B		C+E		Total	
Sill Level	120 m		360 m		170 m		360 m		To be decided					
	Tonnage	Grade	Tonnage	Grade	Tonnage	Grade	Tonnage	Grade	Tonnage	Grade	Tonnage	Grade	Tonnage	Grade
Year 1	76 000	1.3	—		—		—		—		—		76 000	1.31
2	390 000	1.3	28 000	1.3	300 000	2.2	—		—		Possible		718 000	1.82
3	320 000	1.3	220 000	1.3	396 000	2.2	105 000	2.2	50 000	2.0	20 000	2.7	1 094 000	1.79
4	Finished		250 000	1.3	396 000	2.2	390 000	2.2	80 000	2.0	20 000	2.7	1 116 000	2.02
5			250 000	1.3	370 000	2.2	425 000	2.2	80 000	2.0	49 000	2.7	1 125 000	2.04
6			250 000	1.3			425 000	2.2	80 000	2.0	20 000	2.7	1 115 000	1.89
7			250 000	1.3			425 000	2.2	80 000	2.0	20 000	2.7	1 115 000	1.89

جدول ۹ : تحلیل گردش وجوه در معدن پورفیریون(ارقام بر حسب هزار دلار هستند و به بالا گرد شده اند)

Year	Revenue	Operating Costs	Working Profit	Tax Deductions	Taxable Income	Tax 38%	Profit After Tax	Capital Expenditure	Net Cash Flow
1	—	3 723	− 3723	9881	−13 604	—	−3 723	45 800	−49 523
2	27 260	16 165	11 095	9218	1 877	—	11 095	12 550	−1 455
3	36 632	20 530	16 102	9128	6 974	—	16 102	3 895	12 207
4	42 146	19 423	22 723	7683	15 040	3909*	18 814	504	18 310
5	42 944	18 841	24 103	7953	16 150	6137	17 966	791	17 175
6	40 838	19 185	21 653	4593	17 060	6482	15 171	800	14 371
7	40 838	19 185	21 653	1978	19 675	7476	14 177	385	13 792
8	40 838	19 185	21 653	1198	20 455	7773	13 880	145	13 735
9	40 838	19 185	21 653	954	20 699	7866	13 787	25	13 762
10	40 838	19 185	21 653	800	20 853	7924	13 729	—	13 729

* Taxable Income is cumulative until losses are cleared.

بررسی های فنی و اقتصادی برای معادن زغال سنگ

معادن زغال سنگ به همان طریق معادن فلزی برنامه ریزی می شوند. کیفیت زغال برآورد مـی شـود (خواص مورد نیاز در فصل ۷ شرح داده شده است). یک راهکار متفاوت و متغیر استفاده از عیار میانگین است. اگر چه می توان زغال ها را با هم آمیخت و بعضی از خواص حاصل نظیر محتوای خاکستر را به صورت مستقیم محاسبه کرد، خواص دیگر نظیر مقادیر کک دهی و تورم باید بوسیله آزمایش برای هر نوع از مخلوط های متفاوت تعیین شود. یک رگه زغالی مرکب از لایه های متوالی است کـه هـر یـک دارای خواص خاص خود هستند. به منظور یافتن قسمت هایی از رگه که نباید استخراج شوند، آزمایش

بر روی رگه انجام می شود. صحیح ترین بخشی که بصورت درجا باقی می ماند سقف و کف رگه زغال است. ممکن است این قسمت ها حاوی خاکستر بالایی باشند و ارزش کک دهی کمتر از قسمت های میانی داشته باشند. جستجو برای یافتن یک بازار مصرف (به منظور مقاصد تولید برق، تولید بخار صنعتی یا کک دهی) آغاز می شود. گاهی اوقات یک ناخالصی ویژه نظیر ژرمانیوم در زغال موجود است و خاکستر زغال یک محصول فرعی سودمند مفید می گردد. پس از یافتن بازار نرخ تولید ثابت می شود و یک روش استخراج انتخاب می شود. تجهیزات سطحی و زیرزمینی انتخاب می شوند، تعمیرگاه ها طراحی می شوند و سپس هزینه ها محاسبه می شود. پرداخت وجه به منظور پرداخت اجاره بها، حقوق زمین، حقوق دولتی، هزینه های ویژه (مثلاً نشست، صندوق بازنشستگی، نجات معدن، توقف های طولانی مدت برای تعمیرات، حقوق کارگران)، هزینه های مجتمع، درصد های حکومت محلی، آب، برق، تلفن، سوخت، روغن و دیگر موجودی های قابل مصرف (مصرفی) و غیره ضروری است.

سازه های سطحی نظیر زغال شویی، کارگاه ها، انبارها، دفاتر و محل های تعویض لباس باید ساخته شوند. راه ها، پارکینگ های خودرو و محل پهلوگیری ناوگان ریلی ضروری هستند. ممکن است حتی یک معدن دورافتاده ی بزرگ مجوز داشتن یک باند فرود اختصاصی را کسب کند.

هزینه های زیرزمینی نه تنها تجهیزات معدن کاری را دربرخواهد گرفت بلکه مقدار سرمایه مورد نیاز برای نوار نقاله ها، راه آهن، لوکوموتیوها یا باربری با طناب و تجهیزات حمل و نقل (غلتک ها) را نیز دربرخواهد گرفت. شبکه بندی الکتریسیته، آب، هوای فشرده و زهکشی معدن می تواند هزینه ای بالاتر از ۱۰۰ هزار دلار در هر کیلومتر به خود اختصاص دهد. اطلاعات مفید پیرامون هزینه های عملیاتی را می توان از یک مقاله که توسط نیلسن[1] نگاشته شده است بدست آورد.

[1] *Nielsen*