

رسالة





دانشگاه صنعتی شاهرود

دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک

پایان نامه دوره کارشناسی ارشد به منظور اخذ درجه کارشناسی ارشد

طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده به منظور بهبود پایداری دیواره نهایی معدن سنگ آهن گل گهر

نعمت اله عسکرنژادفراغه

استاد راهنما:

دکتر محمد عطایی

دکتر رضا خالوکاکی

استاد مشاور:

دکتر فرهاد سرشکی

بهمن ماه ۱۳۹۰

تقدیم:

به ساحت مقدس امام عصر (عج) و مادرشان فاطمه زهرا (س).

شکروقدروانی:

از مادر مهربانم که نگاهش امید آینده‌ام است.

از برادران و خواهرانم که پشتوانه‌ام بودند.

تعهدنامه

اینجانب نعمت اله عسکرنژاد فراغه دانشجوی دوره‌ی کارشناسی ارشد رشته‌ی مهندسی استخراج معدن، دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود، نویسنده‌ی پایان‌نامه طراحی الگوی آتشفکاری کنترل‌شده به منظور بهبود پایداری دیواره نهایی معدن سنگ آهن گل‌گهر، تحت راهنمایی دکتر محمد عطایی و دکتر رضا خالوکاکی متعهد می‌شوم:

- تحقیقات این پایان‌نامه توسط اینجانب انجام شده است و از صحت و اصالت برخوردار است.
- در استفاده از نتایج پژوهش‌های محققان دیگر به مرجع مورد استفاده استناد شده است.
- مطالب مندرج در پایان‌نامه تاکنون توسط خود یا فرد دیگری برای دریافت هیچ نوع مدرک یا امتیازی در هیچ جا ارائه نشده است.
- کلیه حقوق معنوی این اثر متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود است و مقالات مستخرج با نام «دانشگاه صنعتی شاهرود» و یا «Shahrood University of Technology» به چاپ خواهد رسید.
- حقوق معنوی تمام افرادی که در به دست آمدن نتایج اصلی پایان‌نامه تأثیرگذار بوده‌اند، در مقالات مستخرج از پایان‌نامه رعایت می‌شود.
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که از موجود زنده (یا بافت‌های آن‌ها) استفاده شده است ضوابط و اصول اخلاقی رعایت شده است.
- در کلیه مراحل انجام این پایان‌نامه، در مواردی که به حوزه‌ی اطلاعات شخصی افراد دسترسی یافته یا استفاده شده است اصل رازداری، ضوابط و اصول اخلاق انسانی رعایت شده است.

نعمت اله عسکرنژاد فراغه

۱۳۹۰/۱۱/۱۷

مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه‌های رایانه‌ای، نرم‌افزارها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود است. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان‌نامه بدون ذکر مرجع مجاز نیست.

چکیده

استفاده از آتشکاری کنترل شده در دیواره‌های نهایی معادن روباز به منظور جلوگیری از ریزش دیواره‌ها از پارامترهای مهم در کاهش هزینه‌های معدنکاری می‌باشد. چرا که وقوع ریزش در دیواره‌ها مسدود و متوقف شدن بخشی از معدن و کاهش تولید را در پی دارد. در معدن شماره ۱ گل‌گهر دیواره‌ها در حال نهایی شدن هستند که با عمق‌تر شدن معدن و نزدیک شدن به دیواره‌های نهایی در صورت عدم استفاده از آتشکاری کنترل شده و وقوع ریزش دیواره‌ها باعث تعطیلی بخشی از معدن و انجام هزینه‌های اضافی برای باز کردن معدن دارد. برای ایجاد دیواره‌های صاف و بدون وقوع ریزش در معدن شماره ۱ گل‌گهر طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده انجام شد. به همین منظور ابتدا روش‌های آتشکاری کنترل شده مورد مطالعه و بررسی قرار گرفت و با در نظر گرفتن تجهیزات معدن شماره ۱ گل‌گهر قابلیت استفاده از روش‌ها بررسی و روش آتشکاری پیش‌شکافی برای طراحی الگو انتخاب شد. در این تحقیق سعی شده با مطالعه منابع در دسترس و نمونه‌های مشابه انجام شده در معادن دیگر پارامترهای مؤثر بر نتایج آتشکاری پیش‌شکافی بررسی و الگوی آتشکاری کنترل شده مناسب در معدن شماره ۱ گل‌گهر طراحی شده است. طراحی الگو با روش انتخاب شده سه بار آزمایش شد. با مشاهده، ارزیابی و اصلاح الگوی مربوط به آزمایش‌های اول و دوم، آزمایش سوم طراحی و با نتیجه‌ای قابل قبول انجام شد. این آزمایش‌ها در دیواره‌هایی که دارای درزه و شکستگی بودند انجام شد. در آزمایش‌های اول و دوم خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکافی به صورت جفت‌نشده انجام شد. میزان خرج مصرفی، فاصله‌داری و بارسنگ چال‌های پیش‌شکاف و چال‌های ضربه‌گیر مورد بررسی قرار گرفت. استفاده از نمک در خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکافی در آزمایش دوم در کنترل قدرت انفجار چال‌های پیش‌شکاف به منظور جلوگیری از شکستگی و ایجاد شکاف مناسب مؤثر بود. افزایش بارسنگ چال‌های پیش‌شکاف و استفاده از خرج‌گذاری منقطع برای چال‌های ضربه‌گیر در آزمایش سوم در

کنترل موج ضربه انفجار چال‌های تولیدی به منظور جلوگیری از آسیب به دیواره پیش‌شکاف موفقیت‌آمیز بود. همچنین در آزمایش سوم استفاده از خرج‌گذاری با امولایت فشنگی به صورت منقطع در چال‌های آبدار پیش‌شکاف با موفقیت انجام شد.

کلمات کلیدی: آتشکاری کنترل‌شده، پیش‌شکافی، طراحی الگو، خرج‌گذاری جفت‌نشده، معدن شماره ۱

گل‌گهر

فصل اول: کلیات و منطقه مورد مطالعه

۱-۱-مقدمه	۲
۱-۲-ضرورت انجام تحقیق	۳
۱-۳-هدف از انجام پایان نامه	۴
۱-۴-منطقه سنگ آهن گل گهر	۴
۱-۴-۱-موقعیت جغرافیایی	۴
۱-۴-۲-تاریخچه اکتشاف معدن گل گهر	۶
۱-۴-۳-زمین شناسی ناحیه معدنی گل گهر	۶
۱-۴-۴-زمین ساخت ناحیه معدنی گل گهر	۷
۱-۴-۵-کانی شناسی ناحیه معدنی گل گهر	۹
۱-۴-۶-پارامترهای فنی استخراج	۹
۱-۵-ساختار پایان نامه	۱۱

فصل دوم: معرفی روش‌های آتشکاری کنترل شده و انتخاب مناسب‌ترین روش

۲-۱-مقدمه	۱۴
۲-۲-روش‌های آتشکاری کنترل شده	۱۴
۲-۲-۱-انفجارهای کنترل شده	۱۵
۲-۲-۱-۱-آتشکاری ملایم (آرام)	۱۵
۲-۲-۱-۲-آتشکاری ضربه گیر	۱۸
۲-۲-۱-۳-آتشکاری بالشتکی	۲۰

۲۳	۲-۲-۲-۲-روش‌های پیش‌برشی
۲۳	۲-۲-۲-۱-روش حفاری خطی
۲۴	۲-۲-۲-۲-روش کنترل شکاف
۲۸	۲-۲-۳-آتشکاری پیش‌شکافی
۳۳	۳-۲-انتخاب مناسب‌ترین روش برای انجام عملیات آتشکاری کنترل‌شده در معدن شماره ۱ گل‌گهر....
فصل سوم: عوامل مؤثر بر نتایج آتشکاری کنترل‌شده	
۳۷	۳-۱-مقدمه
۳۷	۳-۲-عوامل مؤثر بر نتایج آتشکاری کنترل‌شده پیش‌شکافی
۳۷	۳-۲-۱-مشخصات توده‌سنگ
۳۷	۳-۲-۱-۱-مقاومت‌های کششی و فشاری
۳۸	۳-۲-۱-۲-میزان درزه‌داری، فاصله درزه‌ها و مواد پرکننده آن‌ها
۳۹	۳-۲-۱-۳-وضعیت گسل‌ها
۴۰	۳-۲-۱-۴-لایه‌بندی
۴۱	۳-۲-۱-۵-آب محتوی
۴۲	۳-۲-۲-دقت در چالزنی چال‌های پیش‌شکاف
۴۳	۳-۲-۳-مواد منفجره مورد استفاده در آتشکاری کنترل‌شده
۴۴	۳-۲-۴-پارامترهای چالزنی و خرج‌گذاری آتشکاری کنترل‌شده پیش‌شکافی
۴۵	۳-۲-۴-۱-طراحی چالزنی چال‌های پیش‌شکاف
۵۴	۳-۲-۴-۲-طراحی خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکاف

۵۵	۳-۲-۵- کنترل انرژی ورودی و فشار چال
۵۶	۳-۲-۵-۱- فشار چال برای خرج جفت شده
۵۸	۳-۲-۵-۲- فشار چال خرج‌های جفت نشده
۶۱	۳-۳- ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده پیش‌شکافی
۶۲	۳-۳-۱- روش‌های کیفی ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده
۶۳	۳-۳-۲- روش‌های کمی ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده
۶۳	۳-۲-۱- فاکتور HCF
۶۵	۳-۲-۲- فاکتور QCB

فصل چهارم: طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده معدن شماره ۱ گل‌گهر

۷۳	۴-۱- مقدمه
۷۳	۴-۲- عملیات طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده
۷۴	۴-۳- مشخص کردن مناطق مستعد ریزش در دیواره‌ها
۷۶	۴-۴- مواد منفجره مورد استفاده معدن شماره ۱ گل‌گهر
۷۷	۴-۵- آزمایش‌های مکانیک سنگی
۷۸	۴-۶- آزمایش اول
۸۰	۴-۶-۱- محاسبه فشار چال
۸۰	۴-۶-۱-۱- محاسبه نسبت جفت‌شدگی
۸۱	۴-۶-۱-۲- نحوه خرج‌گذاری
۸۲	۴-۶-۲- طراحی الگوی چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های ردیف پیش‌شکافی

۸۲	۴-۶-۲-۱- محاسبه فاصله‌داری چال‌های پیش‌شکاف.....
۸۴	۴-۶-۲-۲- محاسبه بارسنگ چال‌های ردیف پیش‌شکاف.....
۸۵	۴-۶-۲-۳- محاسبه میزان خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکاف.....
۸۶	۴-۶-۲-۴- میزان گل‌گذاری (خاکریزی) چال‌های پیش‌شکاف.....
۸۶	۴-۶-۲-۵- زمان تأخیر چال‌های پیش‌شکاف.....
۸۷	۴-۶-۳- طراحی چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر.....
۸۷	۴-۶-۴- طراحی چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های تولیدی.....
۸۹	۴-۶-۵- ارزیابی نتایج آزمایش اول.....
۸۹	۴-۶-۵-۱- ارزیابی آتشکاری ردیف پیش‌شکاف.....
۹۱	۴-۶-۵-۲- آتشکاری چال‌های تولیدی و ارزیابی دیواره.....
۹۳	۴-۶-۷-۱- آزمایش دوم.....
۹۴	۴-۶-۷-۱- چالزنی و خرج‌گذاری.....
۹۵	۴-۶-۷-۲- گل‌گذاری (خاکریزی).....
۹۷	۴-۶-۷-۳- مانیتورینگ کردن عملیات و ارزیابی آتشکاری پیش‌شکافی.....
۹۷	۴-۶-۷-۴- مانیتورینگ دیواره پس از آتشکاری چال‌های تولیدی و ارزیابی نتایج.....
۹۸	۴-۶-۷-۱- چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکاف.....
۱۰۰	۴-۶-۷-۲- چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر.....
۱۰۱	۴-۶-۷-۳- چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های تولیدی.....

۱۰۲	۸-۴- آزمایش سوم
۱۰۳	۴-۸-۱- چالزنی و خرج گذاری
۱۰۵	۴-۸-۲- مانیتورینگ کردن دیواره پس از آتشکاری آزمایش سوم
۱۰۶	۴-۸-۳- ارزیابی آتشکاری با استفاده از فاکتور QCB
۱۰۷	۴-۹- نتیجه گیری

فصل پنجم: نتیجه گیری و پیشنهادات

۱۱۰	۵-۱- نتیجه گیری
۱۱۱	۵-۲- پیشنهادات



شماره صفحه

عنوان

- جدول (۱-۲): پارامترهای به کار رفته در آتشکاری ملایم ۱۶
- جدول (۲-۲): آرایش و خرج گذاری آتشکاری آرام در معادن روباز (مقررات فنی مواد منفجره و آتشکاری در معادن، ۱۳۸۷) ۱۸
- جدول (۳-۲): پارامترهای قابل استفاده در آتشکاری بالشتکی ۲۲
- جدول (۴-۲): نتایج آزمایش های شکاف دار کردن چال ها در توف ها ۲۸
- جدول (۵-۲): پارامترهای پیش شکافی ارائه شده توسط گوستافسون در سال ۱۹۸۱ ۳۱
- جدول (۶-۲): پارامترهای طراحی پیش شکافی در منابع مختلف ۳۱
- جدول (۱-۳): محاسبه فاصله داری با روابط ارائه شده برای پیش شکاف ۴۶
- جدول (۲-۳): فاصله بین پیش شکاف و ردیف ضربه گیر (آخرین ردیف چال های تولید) در سطح پله با توجه به ارتفاع پله و زاویه پیش شکاف ۵۱
- جدول (۳-۳): سرعت انفجار و فشار چال تولید شده با آنفوهای مختلف ۵۷
- جدول (۴-۳): ارزیابی کیفی نتایج آتشکاری کنترل شده با مشاهده و بررسی سطح دیواره ۶۳
- جدول (۵-۳): تعیین جمع امتیازات برای فاکتور HCF ۶۹
- جدول (۶-۳): تعیین جمع امتیازات برای فاکتور SCH ۶۹
- جدول (۷-۳): تعیین جمع امتیازات برای فاکتور ACH ۷۰
- جدول (۸-۳): تعیین مجمع امتیازات برای فاکتور BB ۷۰
- جدول (۹-۳): تعیین ضریب A با استفاده از امتیازهای به دست آمده ۷۱
- جدول (۱۰-۳): تعیین ضریب B با استفاده از امتیازهای به دست آمده ۷۱
- جدول (۱۱-۳): تعیین میزان ضریب C با استفاده از امتیازهای به دست آمده ۷۱
- جدول (۱۲-۳): تعیین میزان ضریب D با استفاده از امتیازهای به دست آمده ۷۱
- جدول (۱۳-۳): تعیین کیفیت آتشکاری کنترل شده با استفاده از ضریب QCB ۷۱



شماره صفحه

عنوان

۷۷	جدول (۴-۱): مشخصات مواد منفجره
۷۷	جدول (۴-۲): مشخصات بوسترها
۷۸	جدول (۴-۳): خصوصیات فیزیکی - مکانیکی سنگ‌های معدن ۱ گل‌گهر
۷۸	جدول (۴-۴): آزمایش شماره ۱
۸۱	جدول (۴-۵): مشخصات طراحی آتشکاری کنترل شده پیش شکافی در معادن دنیا
۸۳	جدول (۴-۶): مقادیر فاصله‌داری بر حسب مقاومت کششی و فشار چال و قطر چال
۸۹	جدول (۴-۷): پارامترهای طراحی چالزنی و خرج گذاری پیش شکاف آزمایش ۱
۹۳	جدول (۴-۸): مشخصات آزمایش دوم
۹۶	جدول (۴-۹): پارامترهای طراحی چالزنی و خرج گذاری پیش شکاف آزمایش ۲
۱۰۰	جدول (۴-۱۰): پارامترهای چالزنی و خرج گذاری چال‌های پیش شکافی
۱۰۲	جدول (۴-۱۱): الگوی چالزنی و خرج گذاری چال‌های ضربه گیر و تولیدی
۱۰۲	جدول (۴-۱۲): مشخصات آزمایش سوم
۱۰۷	جدول (۴-۱۳): فاکتورهای اندازه گیری شده در ارتباط با ضریب QCB آزمایش شماره سوم

- شکل (۱-۱): موقعیت منطقه سنگ آهن گل‌گهر بر روی نقشه راه‌های ایران ۵
- شکل (۲-۱): موقعیت نسبی ذخایر شش‌گانه ناحیه گل‌گهر ۶
- شکل (۳-۱): گسل‌های محدوده معدن شماره ۱ گل‌گهر در انتهای اردی‌بهشت ماه ۹۰ ۸
- شکل (۴-۱): دیاگرام گل‌سرخ‌ی امتداد گسل‌های معدن شماره ۱ گل‌گهر ۹
- شکل (۵-۱): تصویر سه بعدی معدن شماره ۱ گل‌گهر در انتهای مردادماه ۸۹ ۱۱
- شکل (۱-۲): انواع روش‌های آتشکاری کنترل شده ۱۵
- شکل (۲-۲): شبکه چالزنی چال‌های آتشکاری ضربه‌گیر ۲۰
- شکل (۳-۲): نمونه‌ای از طراحی آتشکاری بالشتکی ۲۱
- شکل (۴-۲): طرحی از یک آتشکاری حفاری خطی در معادن روباز ۲۴
- شکل (۵-۲): قطعه شیار دهنده به همراه میله حفر چال ۲۵
- شکل (۶-۲): خرج‌های شکل‌دار برای ایجاد شکاف در جهت مورد نظر ۲۶
- شکل (۷-۲): الف- شکاف طولی در دو سمت چال، ب- ایجاد شکاف شعاعی در عمق مشخصی از چال و ج- ایجاد هر دو شکاف طولی و شعاعی در چال ۲۷
- شکل (۸-۲): طرح شماتیک محل چالزنی چال‌های پیش‌شکافی ۲۹
- شکل (۱-۳): تأثیر امتداد درزه‌ها بر نتایج آتشکاری کنترل‌شده زمانی که فاصله‌داری درزه‌ها کم باشد .. ۳۹
- شکل (۲-۳): تأثیر جهت درزه‌ها نسبت به سطح برش بر روی عقب‌زدگی در پله معدن روباز ۴۰
- شکل (۳-۳): حالات مختلف خرج‌گذاری در آتشکاری کنترل‌شده با قطر چال‌های مختلف ۴۴
- شکل (۴-۳): نمایی از یک الگوی آتشکاری کنترل‌شده پیش‌شکافی ۴۵
- شکل (۵-۳): نمودار قطر چال - فاصله‌داری برای روش‌های آرام، پیش‌شکافی و خطی ۴۶
- شکل (۶-۳): نمودار خرج خطی - فاصله‌داری برای روش‌های آرام، پیش‌شکافی و خطی ۴۷
- شکل (۷-۳): ایجاد پیش‌شکاف به صورت عمودی و مایل ۴۹

- شکل (۳-۸): یک بلوک آتشکاری کنترل شده با دیواره قائم و ایجاد نیروی برشی در سطح پله ۵۲
- شکل (۳-۹): یک بلوک آتشکاری کنترل شده با دیواره شیب دار و حذف نیروهای برشی در سطح پله ۵۲
- شکل (۳-۱۰): تغییر هندسه آتشکاری به صورت تک پله‌ای و دو پله‌ای ۵۳
- شکل (۳-۱۱): نحوه قرار گرفتن خرج‌ها در طول چال ۵۵
- شکل (۳-۱۲): ثابت N در برابر چگالی ماده منفجره ۵۷
- شکل (۳-۱۳): تنش‌های دینامیکی ایجاد شده در سنگ در با انواع خرج گذاری ۵۹
- شکل (۳-۱۴): نحوه توزیع انرژی در حالت‌های گل گذاری، جفت نشده و هوا ۵۹
- شکل (۳-۱۵): ارتباط بین نسبت جفت‌شدگی با نسبت جفت‌شدگی به توان $2/4$ ۶۱
- شکل (۳-۱۷): محاسبه ضریب نیم‌چال‌ها (HCF) ۶۴
- شکل (۳-۱۸): وضعیت فاصله‌داری چال‌های کنترلی پس از آتشکاری ۶۷
- شکل (۴-۱): وضعیت پراکندگی ریزش‌های معدن شماره ۱ گل‌گهر تا آخر سال ۱۳۸۹ ۷۵
- شکل (۴-۲): وضعیت نامطلوب دیواره‌های معدن شماره ۱ گل‌گهر در سمت شمالی معدن ۷۵
- شکل (۴-۳): نمایی از دیواره‌های جنوبی معدن شماره ۱ گل‌گهر و مشاهده وضعیت ریزشی دیواره‌ها ۷۶
- شکل (۴-۴): موقعیت آزمایش اول ۷۹
- شکل (۴-۵): دیواره آزمایش اول به سمت جنوب قبل از آتشکاری ۷۹
- شکل (۴-۶): دیاگرام الگوی بارسنگ چال‌های پیش‌شکاف بر حسب ارتفاع و شیب چال‌های ضربه‌گیر ... ۸۵
- شکل (۴-۷): نمایی از موقعیت چال‌ها در الگوی آزمایش اول ۸۸
- شکل (۴-۸): دیاگرام الگوی چالزنی و خرج‌گذاری آزمایش اول ۸۸
- شکل (۴-۹): عکس از دیواره پیش‌شکاف در سطح پله پس از آتشکاری چال‌های ردیف پیش‌شکاف ۹۰
- شکل (۴-۱۰): عقب‌زدگی و ریزش دیواره در اثر آتشکاری چال‌های تولیدی آزمایش اول ۹۲
- شکل (۴-۱۱): مشاهده نیم‌چال‌های باقی‌مانده روی دیواره پیش‌شکاف آزمایش اول ۹۲

- شکل (۴-۱۲): موقعیت آزمایش دوم ۹۴
- شکل (۴-۱۳): نمایی از دیواره آزمایش دوم قبل از آتشکاری ۹۴
- شکل (۴-۱۴): نمایی از موقعیت چال‌ها در الگوی آزمایش دوم ۹۵
- شکل (۴-۱۵): دیاگرام الگوی چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های آزمایش دوم ۹۶
- شکل (۴-۱۶): آتشکاری پیش‌شکاف آزمایش اول بدون اثری از عقب‌زدگی در پشت دیواره پیش‌شکاف .. ۹۷
- شکل (۴-۱۷): نمای دیواره پس از آتشکاری چال‌های تولیدی ۹۸
- شکل (۴-۱۸): موقعیت آزمایش سوم ۱۰۳
- شکل (۴-۱۹): عکس از دیواره آزمایش سوم قبل از انجام آزمایش ۱۰۳
- شکل (۴-۲۰): دیاگرام چالزنی و خرج‌گذاری آزمایش سوم در قسمتی که چال‌های پیش‌شکافی با پودر آذر
خرج‌گذاری شده است ۱۰۴
- شکل (۴-۲۱): دیاگرام چالزنی و خرج‌گذاری آزمایش سوم در قسمتی که چال‌های پیش‌شکافی با امولایت
فشنگی خرج‌گذاری شده است ۱۰۵
- شکل (۴-۲۲): نمایی از دیواره پیش‌شکاف آزمایش سوم پس از انجام آتشکاری ۱۰۶

فصل اول:

کلیات و منطق مورد مطالعه

۱-۱- مقدمه

معادن به صورت روباز یا زیرزمینی یا ترکیبی از این دو استخراج می‌شوند. برای استخراج ماده معدنی معمولاً از چالزنی و آتشکاری استفاده می‌شود. در بیشتر پروژه‌های عمرانی مثل تونل، ایجاد ترانشه‌ها در مسیر راه‌ها و ... از آتشکاری استفاده می‌شود. اگر از آتشکاری فقط برای خرد کردن سنگ استفاده شود با توسعه و عمق‌تر شدن معدن دیواره‌های نهایی تحت تأثیر آتشکاری‌ها و شرایط زمین‌شناسی ریزش می‌کنند. ریزش‌ها ممکن است چندین پله را دربرگیرد و دسترسی و تولید را متوقف کند یا می‌تواند شامل ریزش به صورت غلتیدن چند تکه سنگ بر روی رمپ و محل چالزنی و آتشکاری باشد. ریزش‌ها به هر نوعی نگران‌کننده و زیان‌آور می‌باشد که اثرات نامطلوبی برجای می‌گذارند. از جمله این اثرات نامطلوب اختلاط باطله با ماده معدنی در ناحیه تماس، افزایش هزینه‌های بارگیری و باربری، ضرورت صرف هزینه‌های اضافی برای نگهداری سنگ‌های باقی‌مانده و افزایش جریان آب (به علت باز شدن و امتداد یافتگی شکستگی‌ها و درزه‌های توده‌سنگ) می‌باشد. بنابراین پایداری دیواره‌ها و جلوگیری از ریزش آن‌ها بزرگ‌ترین دغدغه در معادن بزرگ روباز می‌باشد. فعالیت‌های زیادی برای کاهش میزان تخریب سنگ برجا در اثر آتشکاری صورت گرفته که یکی از نتایج آن ابداع روش‌های آتشکاری کنترل‌شده می‌باشد. روش‌های آتشکاری کنترل‌شده برای به حداقل رساندن خسارت به توده سنگ باقی‌مانده به وجود آمده‌اند. این روش‌ها برای ایجاد دیواره نهایی سالم در چالزنی‌های زیرزمینی از قبیل تونل‌ها، چاه‌ها، کارگاه‌های زیرزمینی و در چالزنی‌های روباز از قبیل پله‌های معدنی، ترانشه‌ها، معادن سنگ تزئینی و دیگر حفریاتی که با آتشکاری سروکار دارند به کار می‌رود. استفاده از آتشکاری کنترل‌شده در معادن روباز مزایایی دارد.

از جمله این مزایا کنترل و به حداقل رساندن ریزش‌ها و کاهش عقب‌زدگی، بالا رفتن سطح ایمنی در معدن و افزایش تولید، کاهش نسبت باطله‌برداری و کاهش هزینه‌های معدنکاری و یکنواختی و زیبایی سطح به وجود آمده از دیواره‌های معدن را در پی دارد. در این پایان‌نامه طرح آتشکاری کنترل‌شده مناسب برای معدن شماره ۱ گل‌گهر طراحی می‌گردد.

۱-۲- ضرورت انجام تحقیق

در معادن روباز هر چه زاویه شیب کلی معدن افزایش یابد هزینه‌های باطله‌برداری کلی معدن کاهش یافته و در نتیجه سود معدن افزایش می‌یابد. هنگام عملیات آتشکاری در سنگ برای ایجاد دیواره سالم در معادن باید از خسارت رساندن به توده سنگ باقیمانده و سازه‌های مجاورش اجتناب گردد. استفاده از آتشکاری غیر علمی به توده سنگ باقیمانده و سازه‌های مجاور آن صدمات جبران ناپذیری وارد می‌کند. برای جلوگیری از خسارت ناشی از آتشکاری، روش‌هایی توسعه یافته‌اند که آتشکاری کنترل‌شده نامیده می‌شوند. در این روش‌ها با استفاده از قوانین و تئوری‌های آتشکاری میزان خسارت ناشی از آتشکاری به توده سنگ باقیمانده را به حداقل می‌رسانند. استفاده از آتشکاری های کنترل‌شده در ایجاد دیواره نهایی معادن روباز می‌تواند با حفظ شیب کلی معدن نقش مهمی در کاهش هزینه‌های باطله‌برداری و افزایش ضریب ایمنی پایداری داشته باشد. با توجه به این که استخراج سنگ آهن در معدن شماره ۱ گل‌گهر به دیواره‌های نهایی نزدیک می‌شود برای پایداری شیب نیاز به طراحی الگوی آتشکاری کنترل‌شده می‌باشد.

۱-۳- هدف از انجام پایان نامه

در این پایان نامه هدف انتخاب روش و طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده مناسب برای دستیابی به دیواره‌هایی سالم و بدون عقب‌زدگی در معدن گل‌گهر شماره ۱ است. برای این هدف باید روش مناسب برای طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده انتخاب شود. با طراحی الگو و انجام آزمایش در دیواره‌ها الگوی مناسب برای آتشکاری کنترل شده در دیواره‌های نهایی به دست آید تا از وقوع ریزش جلوگیری شود و دیواره‌هایی سالم ایجاد گردد.

به طور کلی مهمترین اهداف این تحقیق عبارتند از:

- طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده مناسب برای توده سنگ‌ها و شرایط موجود پله‌های معدن شماره ۱ گل‌گهر
- کاهش صدمات ناشی از آتشکاری‌های تولیدی به دیواره نهایی و پله‌های ایمنی معدن شماره ۱ گل‌گهر
- امکان افزایش شیب کلی معدن و به دنبال آن کاهش هزینه‌های باطله‌برداری و در نتیجه سودآوری بیشتر معدن
- بهبود ایمنی کار برای ماشین‌آلات و نیروی انسانی موجود در معدن شماره ۱ گل‌گهر

۱-۴- منطقه سنگ آهن گل‌گهر

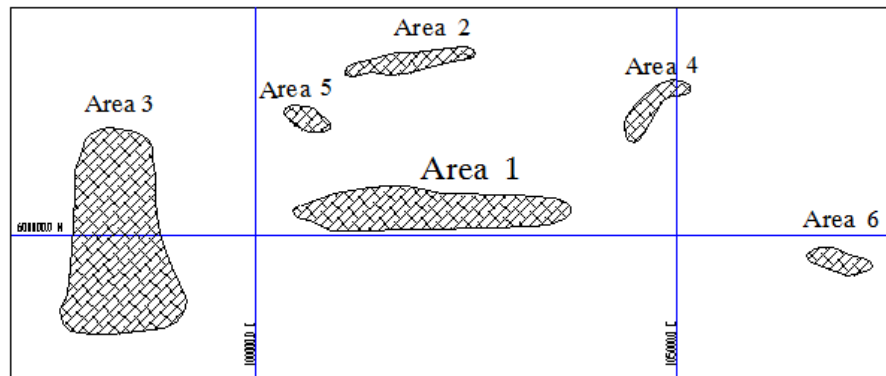
۱-۴-۱- موقعیت جغرافیایی

مجموعه معادن سنگ آهن گل‌گهر در محدوده استان کرمان و شهرستان سیرجان قرار دارد. موقعیت

منطقه سنگ آهن گل گهر بر روی نقشه راه‌های ایران در شکل (۱-۱) نشان داده شده است. مجموع ذخائر شش‌گانه گل گهر بیش از ۱۱۳۵ میلیون تن می‌باشد که بزرگترین آنها ذخیره شماره ۳ بوده که در حال آماده‌سازی می‌باشد. شکل (۲-۱) موقعیت نسبی این ذخایر را نشان می‌دهد. این منطقه در فاصله ۵۵ کیلومتری جنوب غربی شهر سیرجان و ۳۲۵ کیلومتری شمال شرقی شهر شیراز، بین طول‌های شرقی $۵۵^{\circ}۱۵'۴۰''$ و $۵۵^{\circ}۲۲'۳۳''$ و عرض‌های شمالی $۲۹^{\circ}۰۳'۱۰''$ و $۲۹^{\circ}۰۷'۰۴''$ واقع است. راه ارتباطی این منطقه جاده آسفالته سیرجان- شیراز است. همچنین راه آهن دو بانده بافق- بندرعباس از ۸ کیلومتری شرق معدن عبور کرده و توسط یک انشعاب به معدن گل گهر سیرجان متصل می‌شود (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۳). در این تحقیق معدن شماره ۱ گل گهر مورد بررسی قرار گرفته است.



شکل (۱-۱): موقعیت منطقه سنگ آهن گل گهر بر روی نقشه راه‌های ایران (www.anobanini.ir)



شکل (۱-۲): موقعیت نسبی ذخایر شش گانه ناحیه گل گهر (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۹۰)

۱-۴-۲- تاریخچه اکتشاف معدن گل گهر

پیشینه تاریخی استخراج معدن گل گهر با توجه به مدارکی که به دست آمده است، به ۹۰۰ سال پیش می‌رسد. این ناحیه در سال ۱۳۴۸ توسط شرکت ایران باریت مورد شناسایی قرار گرفت و در سال ۱۳۵۳ به شرکت ملی فولاد ایران واگذار گردید. پس از واگذاری معدن گل گهر به شرکت ملی فولاد ایران، این شرکت با همکاری شرکت سوئدی گرانگز مراحل مختلف اکتشاف و عملیات مهندسی را پیگیری نمود. برداشت‌های ژئوفیزیک هوایی (مگنتومتری) در محدوده‌ای به وسعت ۴۵۰۰۰ کیلومتر مربع در حد فاصل آباده فارس تا جازموریان صورت پذیرفت که نتیجه آن شناسایی پتانسیل‌های بالائی از سنگ آهن با عیار مناسب و ذخیره قابل توجه بوده است. عملیات ژئوفیزیک زمینی در منطقه‌ای به وسعت ۷۴ کیلومتر مربع در ناحیه گل گهر صورت گرفته که شامل مغناطیس‌سنجی و ثقل‌سنجی بوده است. (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۳)

۱-۴-۳- زمین شناسی ناحیه معدنی گل گهر

ناحیه معدنی گل گهر در لبه شمال شرقی کمربند دگرگونی سنندج- سیرجان و لبه فروافتادگی نمک‌زار

کفه خیرآباد قرار گرفته است. کفه خیرآباد خود در حد فاصل کمر بند سنندج - سیرجان و کمر بند آتشفشانی ارومیه دختر به وجود آمده است. ناحیه معدنی گل گهر عموماً از آبرفت‌های عهد حاضر پوشیده شده است و ارتفاعات معدودی که رخنمون دارند شامل سنگ‌های دگرگونی پالئوزوئیک در جنوب و جنوب غرب معدن و سنگ‌های رسوبی مزوزوئیک و سنوزوئیک (در فاصله‌ای دورتر) در شرق معدن می‌باشند (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۳).

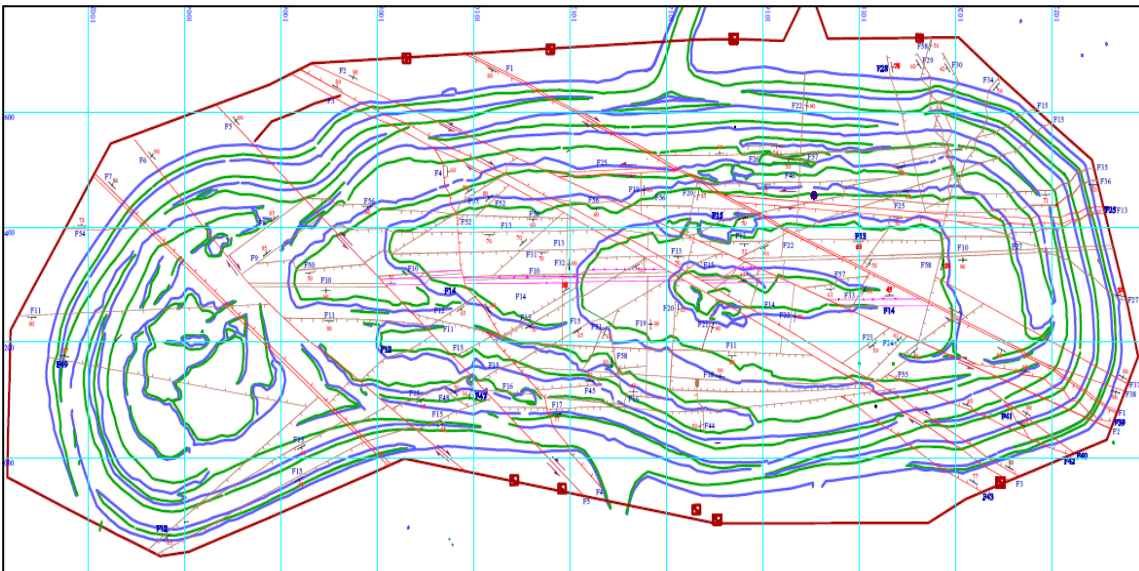
سنگ‌های پالئوزوئیک شامل مجموعه گل گهر بوده که قدیمی‌ترین مجموعه دگرگونی این منطقه را تشکیل می‌دهد. ذخایر شش گانه سنگ آهن در این مجموعه قرار گرفته است. بخش زیرین این مجموعه شامل تناوبی از گنایس، میکا شیست، آمفیبولیت و کوارتز شیست می‌باشد. بر روی این بخش تناوبی از مرم‌های دولومیتی، میکا شیست، شیست سبز و گرافیت شیست، بدون دگرشیبی قرار گرفته است. این مجموعه به یک واحد مرمی دولومیتی یا کلسیتی ختم می‌شود که در تمام کمر بند سنندج سیرجان به نام کرسفید نامیده می‌شود.

بیرون‌زدگی رسوبات مزوزوئیک سنوزوئیک عمدتاً در شمال شرق معدن قابل مشاهده است. بر روی رسوبات مذکور، توالی از رسوبات عهد حاضر از پلیستوسن تا امروز قرار گرفته است (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۳).

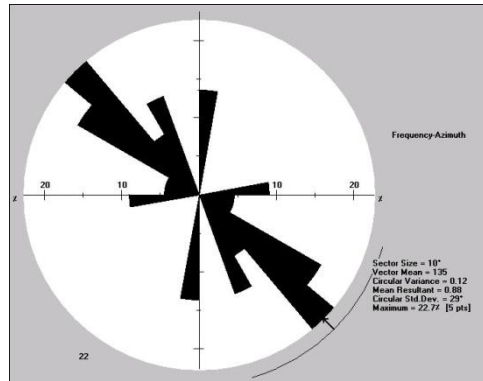
۱-۴-۴- زمین ساخت ناحیه معدنی گل گهر

ناحیه گل گهر در نزدیکی محل برخورد گسل‌های دهبید و دهشیر و در کنار گسل تراستی زاگرس قرار دارد. شکستگی‌های موجود در محدوده مطالعاتی گل گهر در دو دسته شامل: (۱) گسل‌های موجود در واحدهای پلیوسن-کواترنری و (۲) گسل‌های رخنمون یافته در سنگ‌های قدیمی می‌باشند. بر پایه

مطالعات انجام شده غالب گسل‌های محدوده معدن شماره ۱ روند شمال غربی- جنوب شرقی تا شرقی- غربی دارند. تعداد محدودی دارای امتداد شمالی- جنوبی هستند. تمامی گسل‌های محدوده معدن شماره ۱ با شیب زیاد و سازوکار شیب لغز نرمال با مؤلفه فرعی راست لغز در بین نهشته‌های تخریبی پلیوسن- کواترنری نمایان هستند (شکل (۳-۱) و شکل (۴-۱)). بر خلاف گسل‌های پلیوسن کواترنری، سازوکار اولیه گسل‌های قدیمی منطقه گل‌گهر بیشتر از نوع شیب لغز معکوس بوده است. بر پایه مطالعات ژئوفیزیکی گسل‌های اصلی منطقه گل‌گهر امتداد شمالی جنوبی و شمال غربی جنوب شرقی دارند. این مطالعات هدایت آب‌های زیرزمینی توسط گسل‌های یاد شده را تأیید نموده است (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۳).



شکل (۳-۱): گسل‌های محدوده معدن شماره ۱ گل‌گهر در انتهای اردیبهشت ماه ۹۰ (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۹۰)



شکل (۱-۴): دیاگرام گل سرخی امتداد گسل‌های معدن شماره ۱ گل‌گهر (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۹۰)

۱-۴-۵- کانی شناسی ناحیه معدنی گل‌گهر

مگنتیت کانه اصلی سنگ آهن گل‌گهر است و تقریباً عمده حجم کانسار را تشکیل می‌دهد. لودویگیت، مگنتیت، پنتلانیدیت (کمیاب) و پیروتیت کانی‌های اولیه هستند و هماتیت، گوتیت، مارتیت و ماگهمیت کانی‌های ثانویه سنگ آهن هستند و در زون اکسیدان متمرکز شده‌اند که مقدار آنها کمتر از مگنتیت است.

کانی‌های غیر فلزی معدن شماره یک گل‌گهر شامل دو گروه می‌باشند. گروه اول کانی‌های تالک، کلریت و سرپانتین و فورستریت که به صورت گانگ همراه دانه‌های مگنتیت قرار گرفته‌اند. گروه دوم تجمع‌های دایکی شکل از کانی‌های فلوگوکواک، تالک، کلریت، آمفیبول و تورمالین می‌باشد. دایک‌هایی از متابازیت نیز در معدن مشاهده می‌شود (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۸۳).

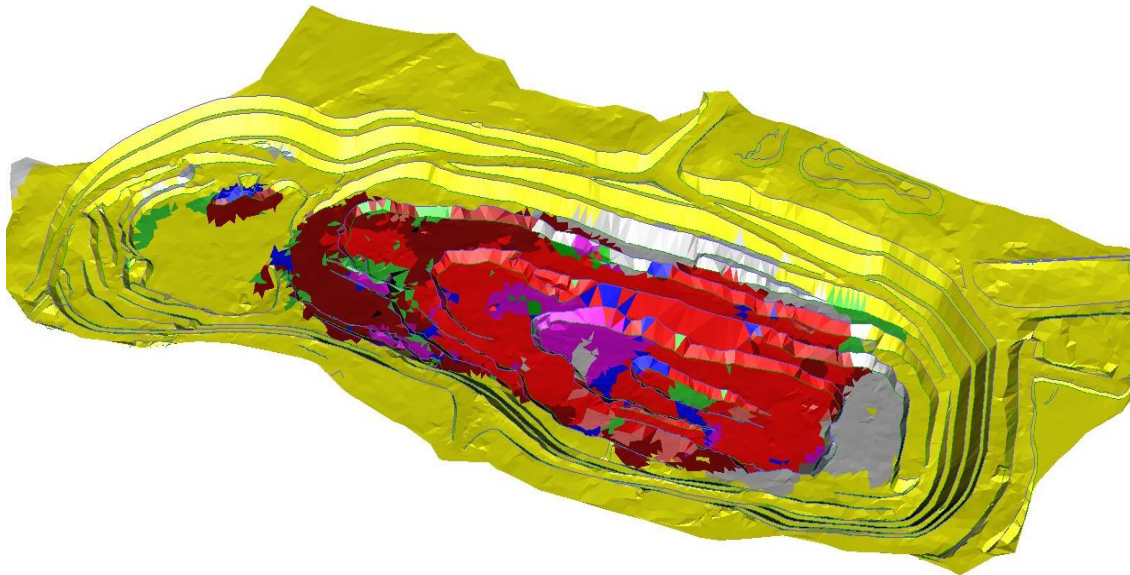
۱-۴-۶- پارامترهای فنی استخراج

روش استخراجی در معدن شماره ۱ گل‌گهر، روباز بوده و برای به دست آوردن خوراکی مناسب برای ارسال به کارخانه تغلیظ، سینه کارهای مختلف معدن به طور همزمان مورد استخراج قرار می‌گیرد. تصویر سه بعدی وضعیت فعلی معدن در شکل (۱-۵) مشاهده می‌شود.

محدوده نهایی معدن شماره ۱ گل‌گهر بصورت یک بیضی با ابعاد تقریبی 2200×750 متر می‌باشد که شامل ۲۱ پله با ارتفاع ۱۵ متر است. در زمان تحقیق پله ۱۳ نیز در حال استخراج بود. رمپ‌های دسترسی به معدن با شیب ۸٪ و عرض ۲۵ متر طراحی شده‌اند. عرض پله‌های ایمنی^۱ ۱۰ متر بوده و به ازای هر دو پله (۳۰ متر) یک پله ایمنی در دیواره نهایی باقی خواهد ماند. ارتفاع بالاترین نقطه معدن ۱۷۵۵ متر و پائین‌ترین آن (در طرح نهایی) ۱۴۶۰ متر می‌باشد (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۹۰).

چال‌های آتشفشانی در معدن شماره ۱ گل‌گهر با قطر ۱۶۵ میلی‌متر و ۲۵۱ میلی‌متر و عمق ۱۵ تا ۱۷ متر چالزنی می‌گردند. شبکه‌های چالزنی با توجه به قطر چال و نوع سنگ‌ها متفاوت است. با قطر چال ۱۶۵ میلی‌متر شبکه چالزنی برای سنگ آهن 3×4 و برای باطله $4/5 \times 5/5$ است. با قطر چال ۲۵۱ میلی‌متر شبکه چالزنی در سنگ آهن 4×5 و $5/5 \times 7$ و در باطله سخت 3×4 و در باطله نرم $5 \times 7/5$ متر تا $5/5 \times 7/5$ متر و در مورد پوشش آبرفتی (خاک) 8×10 متر متغیر می‌باشد. خرج اصلی در چال‌های خشک آنفو و خرج ته چالی پودر آذر و در چال‌های آبدار از مواد ناریه ضد آب یعنی امولایت استفاده می‌شود. در دیواره‌های نهایی چال‌ها با قطر ۱۶۵ میلی‌متر چالزنی می‌شوند (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن، ۱۳۹۰).

¹ - Safety Bench



شکل (۱-۵): تصویر سه بعدی معدن شماره ۱ گل‌گهر در انتهای مردادماه ۸۹ (شرکت مهندسی مشاور کوشا معدن،

(۱۳۹۰)

۱-۵- ساختار پایان‌نامه

پایان‌نامه حاضر مشتمل بر پنج فصل می‌باشد که در شرح زیر توضیح داده می‌شود:

فصل حاضر (فصل اول) که شامل مقدمه‌ای از اهمیت آتشفکری کنترل‌شده در معادن روباز، ضرورت انجام تحقیق، هدف از انجام پایان‌نامه می‌باشد.

فصل دوم تحت عنوان معرفی روش‌های آتشفکری کنترل‌شده و انتخاب روش مناسب می‌باشد که در آن روش‌های آتشفکری کنترل‌شده مورد مطالعه قرار گرفته و در انتها با در نظر گرفتن امکانات و تجهیزات معدن روش مناسب از لحاظ اجرایی انتخاب شده است.

فصل سوم تحت عنوان عوامل مؤثر بر نتایج آتشفکری کنترل‌شده می‌باشد که در این فصل پارامترهای مؤثر بر نتایج آتشفکری کنترل‌شده معرفی و اهمیت و تأثیر هر کدام بر نتیجه آتشفکری کنترل‌شده تشریح شده

است.

فصل چهارم تحت عنوان طراحی الگوی آشکاری کنترل شده معدن گل گهر می باشد که در این فصل با استفاده از روابط مطرح شده پارمترهای طراحی الگوی آشکاری کنترل شده محاسبه و با انجام آزمایش های مختلف الگوی مناسب برای معدن گل گهر بدست می آید.

فصل پنجم تحت عنوان نتیجه گیری و پیشنهادات می باشد که در این فصل به تشریح نتایج بدست آمده از مطالعه و انجام آزمایش ها پرداخته شده و در نهایت پیشنهاداتی جهت بهتر شدن نتایج ارائه شده است.

فصل دوم:

معرفی روش های آتشفشانی کنترل شده و انتخاب روش مناسب

۲-۱- مقدمه

آتشکاری کنترل شده برای ایجاد دیواره‌هایی سالم بدون اثری از ریزش و به حداقل رساندن عقب‌زدگی در معادن و پروژه‌های عمرانی استفاده می‌شود. روش‌های مختلفی برای انجام آتشکاری کنترل شده به وجود آمده‌اند که هر یک با در نظر گرفتن شرایط منطقه، ابزار و تجهیزات در دسترس مورد استفاده قرار می‌گیرند. در این فصل ابتدا انواع روش‌های آتشکاری کنترل شده معرفی و مورد بررسی قرار می‌گیرند. در انتهای فصل با در نظر گرفتن شرایط موجود در معدن شماره ۱ گل‌گهر قابلیت استفاده از این روش‌ها مورد بررسی قرار می‌گیرد و مناسب‌ترین روش برای انجام آتشکاری کنترل شده انتخاب می‌شود.

۲-۲- روش‌های آتشکاری کنترل شده

انواع روش‌های آتشکاری کنترل شده را می‌توان به دو دسته کلی انفجارهای کنترل شده^۱ و روش‌های پیش‌برشی^۲ تقسیم نمود (Berta, 1990).

در انفجارهای کنترل شده چال‌های کنترلی پس از آتشکاری چال‌های تولیدی منفجر می‌شوند. این دسته شامل روش‌های آتشکاری ملایم^۳، آتشکاری بالشتکی^۴ و آتشکاری ضربه‌گیر^۵ می‌باشند.

^۱- Controlled blasting

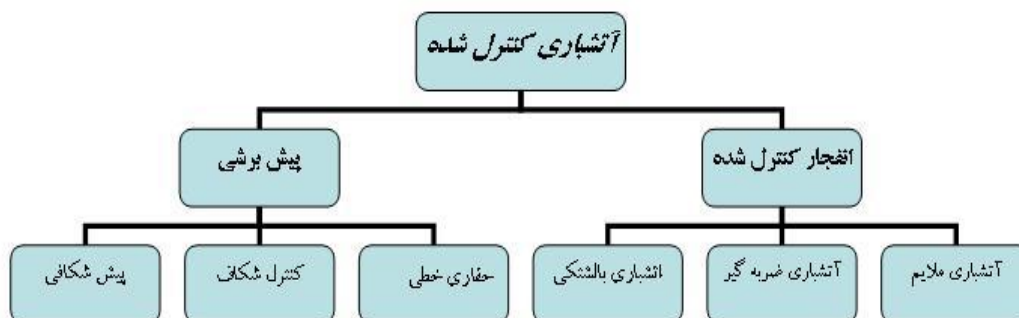
^۲- Pre-cutting

^۳- Smooth blasting - Contour Blasting - Perimeter Blasting - Sculpture Blasting

^۴- Cushion blasting - Post-splitting - slabbing - Trimming - Slashing

^۵- Buffer blasting

در روش‌های پیش‌برشی چال‌های کنترل ابتدا منفجر می‌شوند و یک صفحه ضعیف و ناپیوسته ایجاد می‌کنند و سپس چال‌های تولیدی منفجر می‌شوند و این دسته از روش‌ها شامل روش‌های حفاری خطی^۱، کنترل شکاف^۲ و پیش‌شکافی^۳ می‌باشند. در شکل (۱-۲) انواع روش‌های آتشکاری کنترل‌شده ارائه شده است (Berta, 1990).



شکل (۱-۲): انواع روش‌های آتشکاری کنترل شده (Berta, 1990)

۱-۲-۲- انفجارهای کنترل شده

۱-۱-۲-۲- آتشکاری ملایم (آرام)

این روش که به نام‌های دیگر همچون آتشکاری محیطی^۴، آتشکاری پیرامونی^۵ و آتشکاری مرتب^۶ نیز شناخته می‌شود، اغلب در کارهای زیرزمینی و به ویژه تونل‌سازی کاربرد دارد. نتایج این روش در

^۱ -Line drilling

^۲ -Fracture control

^۳ -Pre- splitting - Preshearing Blasting

^۴ -Contour blasting

^۵ -Perimeter blasting

^۶ - Trim blasting

حفاری‌های زیرزمینی موفقیت‌آمیز بوده است. افزایش تقاضا به منظور ایجاد سطوح صاف و بدون ترک در فضاهای زیرزمینی باعث شده که روش آتشکاری آرام به عنوان یک روش استاندارد برای آتشکاری محیطی در حفر فضاهای زیرزمینی مورد استقبال قرار گیرد. این روش در معادن روباز برای ایجاد دیواره‌ای صاف و پایدار نیز به کار می‌رود (www.atlascopco.com).

در آتشکاری آرام چال‌های پیرامون دیواره با فاصله نزدیک به هم و به صورت موازی حفر می‌شوند و دارای خرج‌گذاری جفت‌نشده^۱ هستند. معمولاً چالزنی و خرج‌گذاری این چال‌ها به همراه سایر چال‌ها در یک سیکل و بدون تأخیر انجام می‌شود (Edward, 1981). با وجود دقت بالای چالزنی و مقدار چالزنی زیاد این چال‌ها به علت نزدیک بودن و بالا بودن تعداد چال‌ها دیواره کم‌تر آسیب دیده و در نتیجه در هزینه‌های نگهداری از جمله بتن پاشی صرفه‌جویی زیادی می‌شود (Hemphil, 1981). جدول (۱-۲) پارامترهای به کار رفته در آتشکاری ملایم را برای سنگ آهک و گرانیت نشان می‌دهد.

جدول (۱-۲): پارامترهای به کار رفته در آتشکاری ملایم (Berta, 1990)

نوع سنگ	قطر چال ϕ_f بر حسب میلی‌متر	قطر خرج بر حسب میلی‌متر	فاصله‌داری (S) (متر)	بار سنگ (B) (متر)
سنگ	۵۱	۲۵	۱/۰۶	۱/۳۳
آهک	۳۲	۱۷	۰/۷۸	۰/۹۸
گرانیت	۵۱	۲۵	۰/۶۸	۰/۸۵
	۳۲	۱۷	۰/۵۰	۰/۶۳

برای آتشکاری آرام مواد منفجره خاصی وجود دارد، که دارای قطر کوچک، سرعت انفجار کم می‌باشند.

^۱ - Decoupled

یکی از این مواد منفجره گوریت^۱ است که اساس آن نیتروگلیسرین می‌باشد. گوریت در قطرهای ۱۱، ۱۷ و ۲۲ میلی‌متر در دسترس است. خرج چال‌های محیطی بایستی سبک باشد و خرج چال‌های نزدیک به پیرامون دیواره نیز باید کنترل شده باشد.

برای محاسبه آرایش چال‌ها می‌توان از روابط زیر استفاده کرد (استوار، ۱۳۸۰):

$$S = (15 - 20)\varphi_h \quad (1-2)$$

$$B = 1.25 \times S \quad (2-2)$$

که در آن‌ها S فاصله‌داری بر حسب متر، B بارسنگ بر حسب متر و φ_h قطر چال بر حسب متر است.

در جدول (۲-۲) الگوی آتشکاری آرام در معادن روباز آمده است.

^۱-Gurit

جدول (۲-۲): آرایش و خرج‌گذاری آتشکاری آرام در معادن روباز (مقررات فنی مواد منفجره و آتشکاری در معادن، ۱۳۸۷)

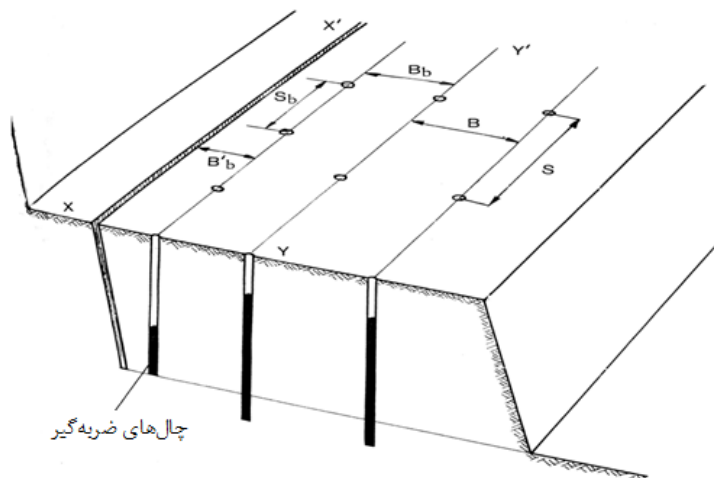
قطر چال (میلی‌متر)	قطر خرج (میلی‌متر)	تراکم خرج (کیلوگرم در متر)	فاصله‌داری چال‌ها (متر)	بارسنگ (متر)
۳۲	۲۲	۰/۲۱	۰/۸ - ۰/۶	۱/۱ - ۰/۹
۳۲	۲۵	۰/۲۱	۰/۸ - ۰/۶	۱/۱ - ۰/۹
۳۸	۲۲	۰/۲۱	۰/۸ - ۰/۶	۱/۱ - ۰/۹
۳۸	۲۵	۰/۲۱	۰/۸ - ۰/۶	۱/۱ - ۰/۹
۵۱	۳۲	۰/۳۸	۱ - ۰/۷	۱/۳ - ۰/۹
۵۱	۳۲	۰/۴۷	۱ - ۰/۸	۱/۴ - ۱
۶۴	۳۲	۰/۳۸	۱ - ۰/۷	۱/۳ - ۰/۹
۶۴	۳۲	۰/۴۷	۱ - ۰/۸	۱/۴ - ۱
۶۴	۲۵	۰/۵۵	۱/۳ - ۱	۱/۶ - ۱/۲
۷۶	۲۵	۰/۵۵	۱/۳ - ۱	۱/۶ - ۱/۲
۷۶	۴۰	۰/۷۱	۱/۳ - ۱	۱/۷ - ۱/۳
۸۹	۳۲	۰/۹	۱/۴ - ۱/۲	۱/۹ - ۱/۷
۸۹	۵۰	۱/۳۲	۱/۵ - ۱/۳	۲ - ۱/۸
۱۰۲	۳۲	۰/۹	۱/۴ - ۱/۲	۱/۹ - ۱/۷
۱۰۲	۵۰	۱/۳۲	۱/۵ - ۱/۳	۲ - ۱/۸

۲-۲-۱-۲-۲- آتشکاری ضربه‌گیر

آتشکاری ضربه‌گیر شامل یک ردیف چال در انتهای چال‌های تولیدی در مجاور دیواره نهایی است. چال‌های ردیف ضربه‌گیر گاه به تنهایی برای حفظ دیواره نهایی کافی می‌باشد. این روش شبیه آتشکاری معمولی بوده و تنها الگوی ردیف آخر چال‌ها اصلاح می‌شود. بدین صورت چال‌های ردیف آخر (ردیف ضربه‌گیر) فاصله کم‌تری بین خود دارند و دارای خرج‌گذاری کم‌تر و اغلب به صورت منقطع می‌باشد. در مواقعی که سطح لایه‌بندی یا گسلی در نزدیکی محدوده نهایی معدن باشد که تقریباً هم شیب دیواره نهایی باشد، در

این صورت دیواره نهایی همان سطح لایه‌بندی یا صفحه گسل خواهد بود. با این وجود دیگر نیازی به ایجاد پیش‌شکاف نیست و فقط ردیف آخر چال‌های تولیدی تصحیح می‌شود، به طوری که خسارت حاصل از آتشکاری به پشت صفحه ناپیوستگی کمینه گردد. شکل (۲-۲) شبکه چالزنی چال‌های آتشکاری ضربه‌گیر را نشان می‌دهد. در شکل (۲-۲) مشاهده می‌شود چال‌های ضربه‌گیر بین آخرین ردیف چال تولیدی و صفحه ناپیوستگی قرار دارد بنابراین می‌توان گفت چال‌های ضربه‌گیر دارای ۲ سطح آزاد می‌باشند که یک سطح مربوط به خط $X-X'$ بوده و دیگری مربوط به خط $Y-Y'$ می‌باشد که حاصل از آتشکاری آخرین ردیف چال‌های تولیدی می‌باشد. بارسنگ چال‌های ضربه‌گیر (B'_b) نسبت به خط $X-X'$ باید به گونه‌ای تعیین شود که سنگ‌های واقع در پشت دیواره آسیب نبینند (Berta, 1990).

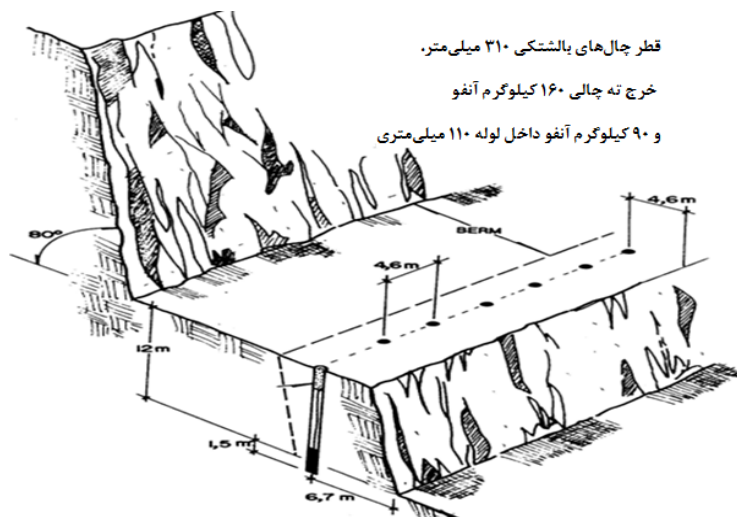
معمولاً این روش همراه روش‌های دیگر به کار می‌رود. در این صورت ردیف ضربه‌گیر بایستی به گونه‌ای طراحی شود که مقدار خرج آن برای خرد کردن سنگ‌های بین چال‌های ضربه‌گیر و دیواره نهایی کافی باشد. به هر حال مقدار خرج مصرفی ردیف ضربه‌گیر بایستی به آن اندازه کم باشد که سنگ‌های بین ردیف ضربه‌گیر و دیواره نهایی خرد نشود و نه به آن اندازه زیاد باشد که ایجاد شکست در پشت دیواره نهایی شود. بارسنگ و فاصله‌داری چال‌های ضربه‌گیر حدود ۰/۵ الی ۰/۸ برابر مقادیر اسمی چال‌های مجاور است (Lopez, 1995).



شکل (۲-۲): شبکه چالزنی چال‌های آتشکاری ضربه‌گیر (Berta, 1990)

۲-۲-۱-۳- آتشکاری بالشتکی

در این روش بر خلاف روش ملایم شکاف حلقه‌ای بین ماده منفجره و دیواره چال با مواد خنثی همچون شن یا خرده سنگ‌هایی پر می‌کنند (Berta, 1990). خرج را به همان دیواره‌ای که می‌خواهد بشکند تماس می‌دهند و پشت آن را با خرده سنگ‌ها و خاک پر می‌کنند و به همین دلیل اصطلاح بالشتکی را برای آن انتخاب کرده‌اند. مواد خنثی برای سنگ‌های باقیمانده نقش بالشتکی را در برابر موج ضربه حاصل از مواد منفجره ایفا می‌کنند تا ترک و شکاف در این سنگ‌ها به حداقل مقدار ممکن برسد (Olafsson, 1998). این روش پرکردن فقط در چال‌های قائم امکان‌پذیر است و بنابراین این روش فقط برای کارهای روباز مناسب است. این روش همانند سایر روش‌ها، شامل چال‌هایی با فاصله‌داری کوچک و پر شده با خرج‌های سبک در پیرامون محدوده انفجاری می‌باشد (Hustrulid, 1999). در شکل (۲-۳) نمونه‌ای از یک الگوی آتشکاری بالشتکی نشان داده شده است.



شکل (۲-۳): نمونه‌ای از طراحی آتشکاری بالشتکی (Lopez, 1995)

قطر معمول چال‌ها بین ۱۰۰ تا ۱۷۵ میلی‌متر می‌باشد و فاصله‌داری چال‌ها معمولاً $1/5$ تا $2/5$ متر می‌باشد. بارسنگ در این روش بیشتر از فاصله‌داری چال‌ها بوده و معمولاً $1/2$ تا $1/3$ برابر فاصله‌داری می‌باشد. اضافه حفاری در این روش به کار گرفته نمی‌شود. قبل از انفجار چال‌های بالشتکی، چال‌های تولیدی و ضربه‌گیر منفجر می‌شوند و مواد خرد شده را از جلوی سینه‌کار برداشته و سپس چال‌های بالشتکی را آتشکاری می‌کنند. مشاهده و ارزیابی سینه‌کار قبل از آتشکاری چال‌های بالشتکی از مزیت‌های این روش است، بعد از انفجار چال‌های تولیدی تمام سطح دیواره قابل رؤیت بوده و با بررسی سطح دیواره جدید می‌توان در مورد خرج‌گذاری چال‌های بالشتکی به ایده‌های مناسب‌تری رسید. علاوه بر این که عقب‌زدگی حاصل از آتشکاری بالشتکی به حداقل مقدار خود می‌رسد. حفر چال‌های بالشتکی می‌تواند قبل از آتشکاری چال‌های تولیدی یا پس از آن انجام گیرد. ولی بهتر است بعد از آتشکاری چال‌های تولیدی، چالزنی چال‌های بالشتکی انجام گیرد، چون در صورت چالزنی چال‌های بالشتکی قبل از آتشکاری چال‌های تولیدی امکان شکستن و مسدود شدن چال‌ها وجود دارد. در مواردی امکان دو انفجار جداگانه نیست و

بایستی یک زمان تأخیر بین چال‌های تولیدی و بالشتکی در نظر گرفت. معمولاً زمان تأخیر بین آتشکاری آخرین ردیف چال‌های تولیدی با ردیف چال‌های بالشتکی بین ۲۵ تا ۷۵ میلی‌ثانیه است. اما در این حالت سطح دیواره صاف نخواهد بود (Hustrulid, 1999). چنانچه بارسنگ پله‌ای کمتر از ۴/۵ متر باشد روش آتشکاری بالشتکی مناسب‌ترین گزینه برای آتشکاری کنترل‌شده می‌باشد (www.dot.stste.oh.us). جدول (۳-۲) پارامترهای قابل استفاده در آتشکاری کنترل‌شده بالشتکی را نشان می‌دهد.

جدول (۳-۲): پارامترهای قابل استفاده در آتشکاری بالشتکی (Sushil, 1997)

بارسنگ (متر)	فاصله‌داری (متر)	گل‌گذاری (متر)	تراکم خرج (کیلوگرم بر متر)	قطر چال (میلی‌متر)
۱/۲۰	۰/۹۰	۱/۲۰	۰/۱۲-۰/۴۰	۵۰-۶۴
۱/۵۰	۱/۲۰	۱/۵۰	۰/۲۰-۰/۸۰	۷۵-۸۸
۱/۸۰	۱/۵۰	۱/۸۰	۰/۴۰-۱/۲۰	۱۰۰-۱۱۲
۲/۱۰	۱/۸۰	۲/۱۰	۱/۲۰-۱/۵۰	۱۲۵-۱۳۸
۲/۷۰	۲/۱۰	۲/۷۰	۱/۵۰-۲/۲۰	۱۵۰-۱۶۵

با توجه به داده‌های جدول (۳-۲) مشخص می‌شود که در آتشکاری بالشتکی مواد خنثی نظیر خرده‌های سنگ که در داخل چال قرار داده می‌شوند تأثیر بیشتری نسبت به فضای خالی موجود در آتشکاری ملایم دارند. باید به این نکته توجه داشت که برای اطمینان پیدا کردن از آتشکاری کنترل‌شده مطلوب در پای پله^۱، خرج ته چال قوی (۲ تا ۳ برابر خرج میان چال) بایستی در پایین چال‌های آتشکاری بالشتکی قرار داده شود. برای محاسبه خرج در واحد طول چال نیز می‌توان از رابطه (۳-۲) که تابعی از فاصله‌داری چال‌ها می‌باشد استفاده کرد (Lopez, 1995).

^۱ - toe

$$q_1 = 300S^2 \quad (3-2)$$

که در آن q_1 دانسیته خرج بر حسب کیلوگرم بر متر و S فاصله بین چال‌ها بر حسب متر است.

۲-۲-۲- روش‌های پیش‌برشی

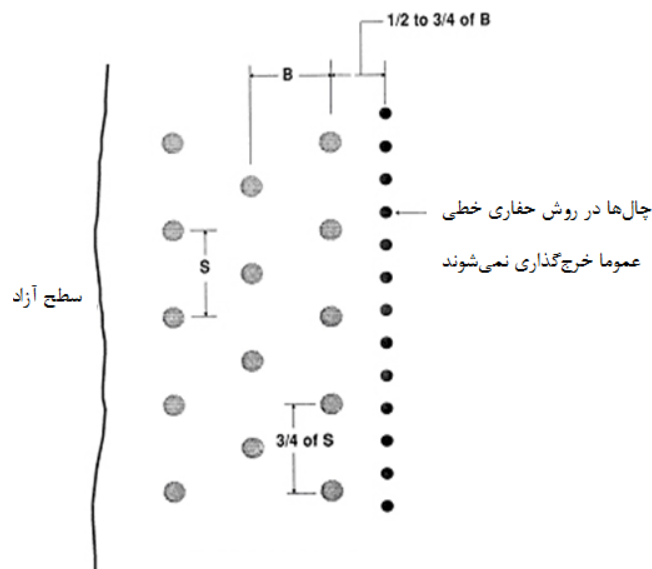
۲-۲-۲-۱- روش حفاری خطی

در این روش در محدوده مورد نظر در سطح تعدادی چال با قطر کوچک و نزدیک به هم حفر می‌شوند. این چال‌ها خرج‌گذاری نمی‌شوند و آن‌ها را خالی می‌گذارند. در اثر آتشکاری سایر چال‌ها سنگ بین این چال‌ها شکسته می‌شود. به علاوه این چال‌ها به عنوان یک صفحه ضعیف مصنوعی عمل کرده و با انعکاس امواج انفجاری از صفحه باعث کمینه کردن خسارت به توده سنگ باقی‌مانده می‌شود. دیواره ایجاد شده در این روش دارای سطحی صاف، تمیز و فاقد عقب‌زدگی است. برای ایجاد بهترین دیواره در سنگ‌های هموزن بهترین روش آتشکاری کنترل‌شده حفاری خطی می‌باشد. دیواره ایجاد شده در این روش دارای سطحی صاف، فاقد عقب‌زدگی و فاقد شکستگی در لبه پله‌ها می‌باشد (Hemphil, 1981). به علت نزدیک بودن چال‌ها در این روش مقدار چالزنی و در نتیجه هزینه چالزنی بالاست. روش پیش‌شکافی چون دارای توجیه اقتصادی تری نسبت به سایر روش‌های کنترل‌شده می‌باشد استفاده از حفاری خطی را محدود کرده است. در بعضی موارد که ایجاد دیواره با کیفیت بالا خواسته شود، روش حفاری خطی علی‌رغم هزینه‌های بالا به کار می‌رود. همچنین برای ایجاد گوشه‌های قائم روش حفاری خطی به عنوان یک روش ترکیبی با روش‌های دیگر به کار می‌رود (Army Office U.S.A., 1997).

وجود چال‌های ضربه‌گیر به همراه چال‌های تولید در حفاری خطی مؤثرتر است. بهتر است فاصله ردیف چال‌های تولیدی تا محدوده نهایی یک تا سه ردیف باشد. شکل (۲-۴) نمونه‌ای از یک الگوی آتشکاری

حفاری خطی را نشان می‌دهد.

نتایج نامشخص در سنگ‌های غیرهموژن، هزینه‌های بالای چالزنی، زمان‌بر بودن چالزنی به علت نزدیک شدن چال‌ها به هم از معایب این روش می‌باشد (Lopez, 1995).



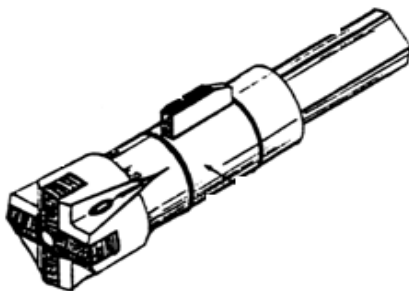
شکل (۲-۴): طرحی از یک آتشکاری حفاری خطی در معادن روباز (Berta, 1990)

۲-۲-۲-۲- روش کنترل شکاف

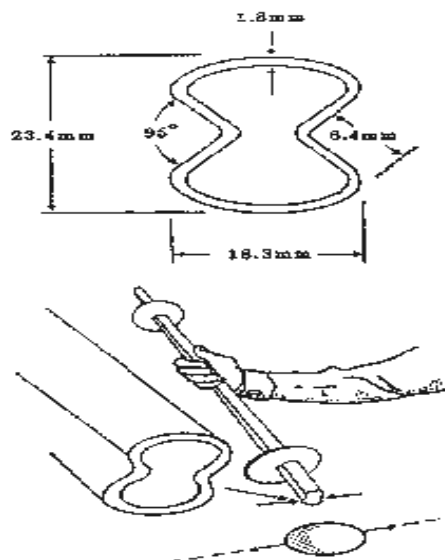
در روش کنترل شکاف ایجاد یک ردیف چال در مجاور هم در محدوده مورد نظر به همراه شیارهای گوه‌ای شکل در دو طرف دیواره چال روی خط پیش‌شکاف انجام می‌شود. این شیارها می‌تواند به همراه چالزنی به کمک ابزار مخصوصی که به دستگاه چالزنی وصل می‌شود ایجاد شود. در شکل (۲-۵) نمایی از این ابزار دیده می‌شود. در اثر فشار گازهای ناشی از انفجار این شیارها به عنوان نقاط ضعف عمل کرده و تحت تمرکز تنش بالایی قرار می‌گیرد و سپس با ورود گازهای ناشی از انفجار به صورت گوه‌ای باز شده و باعث شکست سنگ در جهت شیارها خواهد شد (Lopez, 1995). این شیار موقع انفجار چال به هدایت شکاف در راستای

مزبور کمک می‌کند، لذا مقدار خرج کم‌تر از پیش‌شکافی بوده و فاصله چال‌ها بیش از روش پیش‌شکافی می‌باشد. گوه و چکش، جت آب و استفاده از خرج‌های طولی ویژه روش‌های دیگری برای ایجاد این شکاف می‌باشد. جت آب می‌تواند انواع شکاف‌ها با هر نوع شکل هندسی مورد نظر را ایجاد کند ولی هزینه‌های این روش بسیار بالا می‌باشد. خرج‌های خطی شکل‌دار می‌توانند شکاف را در جهت مورد نظر ایجاد کرده و ترک فقط در جهت مورد نظر تشکیل می‌شود. در شکل (۲-۶) خرج‌های شکل‌دار جهت ایجاد شکاف، دیده می‌شوند.

قطر این چال‌ها بین ۳۸ تا ۵۱ میلی‌متر و فاصله‌داری آنها ۹۰ سانتی‌متر و تمرکز خرج آن‌ها ۰/۰۹ تا ۰/۱۵ کیلوگرم بر متر می‌باشد (Berta, 1990). نتایج به کارگیری این روش بیان‌گر افزایش ۱۰ تا ۳۰ درصدی مطلوبیت آتشکاری نسبت به روش‌های معمول آتشکاری کنترل‌شده می‌باشد. هر چند باید در نظر داشت که زمان زیادی برای شکاف‌دار کردن چال‌ها صرف می‌شود.



شکل (۲-۵): قطعه شیار دهنده به همراه میله حفر چال (Lopez, 1995)



شکل (۲-۶): خرج‌های شکل‌دار برای ایجاد شکاف در جهت مورد نظر (Sushil, 1997)

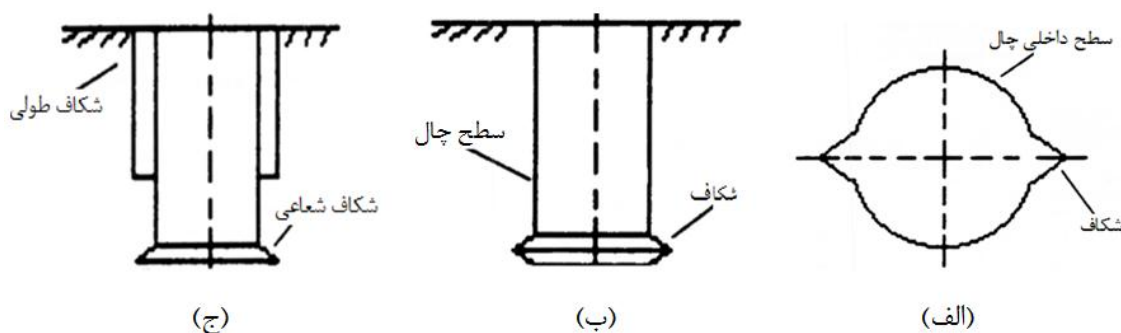
استفاده از شکاف طولی در سرتاسر چال، ایده جدیدی نمی‌باشد و تأثیر این کار در کنترل و جهت‌یافتگی شکاف حاصل بین دو چال مشاهده شده است. فارنی و همکاران^۱ نشان دادند که شکاف طولی می‌تواند تأثیر زیادی در تولید و شروع صفحه ترک خوردگی بین چال‌ها داشته باشد. در مجموع، فارنی و بیکر چندین آزمایش برای نمایان ساختن تأثیر شکاف طولی انجام دادند که مزایای استفاده از شکاف طولی به وسیله تحقیقات ایشان عبارتند از (Fourney et al., 1984):

- کاهش قابل ملاحظه هزینه‌های چالزنی
- کاهش مقدار مصرف مواد منفجره
- بهبود کنترل صفحه شکست با کاهش عقب‌زدگی و هزینه‌های ناشی از عقب‌زدگی
- بهبود مقاومت و پایداری سنگ‌های باقیمانده

^۱ - Fourney et al.

• کاهش لرزه در آتشکاری پیش‌شکافی

ایوهوشی و همکاران^۱ چندین آزمایش بر روی چال‌های آتشکاری ملایم که در آنها شکاف طولی ایجاد کرده بودند، انجام دادند و نتایج آزمایش‌های خویش را توسط مکانیسم شکست تشریح کردند (Iihoshi et al., 1987). همچنین روش چال‌های شکاف‌دار با قرار دادن آب بین خرج و دیواره چال تشریح شد (WU, 1999). ایجاد چال‌های شکاف‌دار شامل سه حالت مختلف می‌باشد که حالت الف- شامل ایجاد شکاف طولی در دو سمت چال می‌باشد، حالت ب- ایجاد شکاف شعاعی در عمق مشخصی از چال می‌باشد و حالت ج- در صورت امکان هر دو شکاف طولی و شعاعی می‌تواند در چال به کار گرفته شود، شکل (۲-۷).



شکل (۲-۷): الف- شکاف طولی در دو سمت چال (WU, 1999)، ب- ایجاد شکاف شعاعی در عمق مشخصی از چال (WU, 1999) و ج- ایجاد هر دو شکاف طولی و شعاعی در چال (Iihoshi et al., 1987).

این روش در ژبجانگ^۲ چین با حفر چال‌های یک متری در توده‌های توفی مورد استفاده قرار گرفت. سپس شکاف‌های طولی به عرض ۵ میلی‌متر و زاویه ۶۰ درجه در دو طرف چال تا عمق ۷۰ سانتی‌متری ایجاد شدند. خرج مورد استفاده شامل ۸۵ درصد نیترات آمونیم و ۱۱ درصد TNT و ۴ درصد خرده چوب بود.

^۱ - Iihoshi et al.

^۲ - Zhejiang

آب به عنوان محیط جفت کننده از پایین چال به بالا در داخل چال ریخته شد. نتایج حاصل از این آزمایش‌ها در جدول (۲-۴) ارائه شده است. برای مقایسه نتایج، انفجار دیگری مشابه آتشکاری قبلی انجام شد ولی تفاوت اصلی آن با انفجار قبلی عدم استفاده از آب بود. نتایج آزمایش‌ها نشان دادند که استفاده از آب در چال‌ها نتایج مطلوب‌تری دارد (WU, 1999).

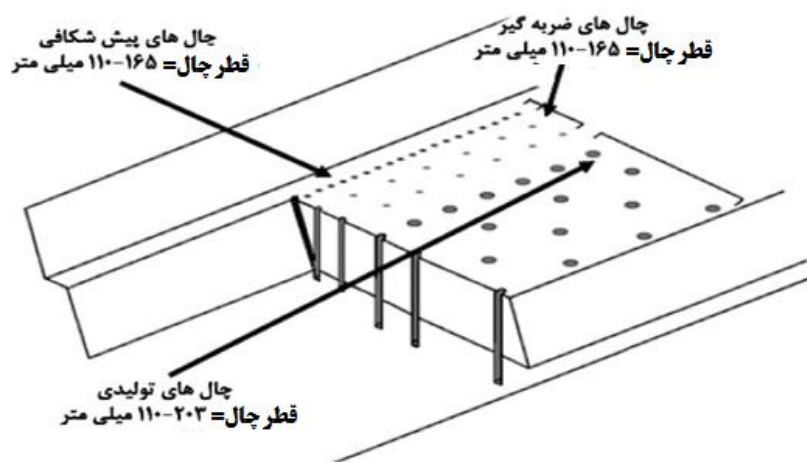
جدول (۲-۴): نتایج آزمایش‌های شکاف‌دار کردن چال‌ها در توف‌ها (WU, 1999)

آزمایش شماره	عمق چال (متر)	قطر چال (میلی‌متر)	فاصله‌داری چال‌ها (سانتی‌متر)	تعداد چال	مقدار خرج (گرم)	عرض شکاف (میلی‌متر)	محیط جفت شدگی	نتایج
۱	۱	۴۰	۳۰	۲	۵۰	۵	مرطوب	دو ترک به عرض ۰/۷ سانتی‌متر و به طول ۰/۸ متر در امتداد شکاف ایجاد شده بود
۲	۱	۴۰	۳۵	۲	۵۰	۵	مرطوب	دو ترک به عرض ۰/۵ سانتی‌متر و به طول ۰/۵ متر در امتداد شکاف ایجاد شده بود
۳	۱	۴۰	۴۰	۲	۵۰	۵	مرطوب	دو ترک به عرض ۰/۳ سانتی‌متر و به طول ۰/۴ متر و ۰/۳ متر در دو طرف ایجاد شده بود

۲-۲-۲-۳- آتشکاری پیش‌شکافی

روش پیش‌شکافی شامل یک سری چال‌های موازی و نزدیک به هم است که در امتداد خط نهایی منطقه حفر می‌شوند. ایجاد یک ترک مصنوعی برای جلوگیری و ممانعت از گسترش ترک‌ها و حرکت موج انفجار به درون تشکیلات سنگی باقیمانده هدف استفاده از روش پیش‌شکافی است. شکل (۲-۸) نمایی از یک الگوی چالزنی چال‌ها در روش پیش‌شکافی را نشان می‌دهد. چال‌های پیش‌شکافی باید بدون تأخیر زمانی و یا با حداقل زمان تأخیر نسبت به یکدیگر منفجر شوند. پس از انفجار چال‌های کنترلی، چال‌های تولیدی با یک تأخیر زمانی منفجر می‌شوند. در نتیجه قسمت قابل توجهی از امواج آتشکاری ناشی از چال‌های

تولیدی توسط سطح پیش شکافی برگردانده می‌شود. این سطح از عبور امواج ناشی از آتشکاری به درون تشکیلات سنگی عقبی ممانعت کرده و از ایجاد ترک و شکستگی‌های ناخواسته، جلوگیری می‌کند (رحیم‌زاده، ۱۳۷۹). بنابراین معیارهای طراحی برای چال‌های پیش‌شکافی کاملاً با معیارهای طراحی چال‌های تولیدی تفاوت دارد. ترک‌هایی که در این روش ایجاد می‌شوند یک سطح ناپیوستگی مصنوعی می‌باشند که عقب‌زدگی را از بین می‌برد یا آن را به حداقل می‌رساند و یک دیواره صاف در محدوده نهایی معدن ایجاد می‌کند. پیش‌شکافی معمولاً در سنگ‌های همگن و یکپارچه، بهترین نتایج را می‌دهد. چال‌های پیش‌شکافی خرج‌گذاری کمی دارند و نسبت جفت‌شدگی^۱ (نسبت قطر خرج به قطر چال را نسبت جفت‌شدگی می‌گویند). آن‌ها پایین است (Jokonya, 1997).



شکل (۸-۲): طرح شماتیک محل چالزنی چال‌های پیش‌شکافی (استوار، ۱۳۸۰)

با توجه به اینکه چال‌های پیش‌شکافی باید زودتر از چال‌های تولیدی منفجر شوند، استفاده از روش پیش‌شکافی در عملیات زیرزمینی ممکن است شامل سیکل جداگانه چالزنی و آتشکاری قبل از سیکل

^۱ -Coupling ratio

چالزنی و آتشکاری چال‌های تولیدی باشد. مشکلات و پر زحمت بودن این کار برای پرسنل معدن و همچنین زمان بر بودن عملیات، کاربرد روش پیش‌شکافی را در معادن زیرزمینی محدود می‌سازد (Sushil, 1997).

چال‌های پیش‌شکافی حداکثر تا ۷۵ درصد طول‌شان از خرج پر می‌شوند. در این حالت اگر سنگ‌ها بسیار شکسته شوند، باید مقدار خرج را تا ۵۵ درصد کاهش داد. لانگ فورس^۱ و کیلستروم^۲ در سال ۱۹۷۸ جدولی برای چالزنی و آتشکاری چال‌های پیش‌شکافی ارائه دادند که در آن قطر چال‌ها ۸۷، ۱۰۰ و ۲۰۰ میلی‌متر، فاصله‌داری چال‌ها ۰/۷ تا ۱، ۰/۸ تا ۱/۲ و ۱/۵ تا ۲/۱ متر و قطر خرج‌ها ۲۵ و ۲۹ و ۵۲ میلی‌متر بود. تمرکز خرج در پایین پله ۲ تا ۳ برابر تمرکز خرج میان چال بوده و دلیل این امر حصول به پاشنه‌ای^۳ صاف و منظم بود. برای کنترل لرزش نیز می‌توان از تأخیرهای میلی ثانیه‌ای استفاده نمود. پارامترهای طراحی پیش‌شکافی در جدول‌های (۲-۵) و (۲-۶) آورده شده است.

¹-Longforse

²-kihlstrom

³-Toe

جدول (۲-۵): پارامترهای پیش‌شکافی ارائه شده توسط گوستافسون در سال ۱۹۸۱ (Sushil, 1997)

فاصله‌داری (متر)	نوع خرج	تمرکز خرج (کیلوگرم بر متر)	قطر چال (میلیمتر)
۰/۳۰-۰/۶۰	فتیله انفجاری	۸۰ گرم	۲۵-۳۲
۰/۳۵-۰/۶۰	خرج لوله‌ای با قطر ۱۷ میلیمتر	۰/۳۰	۲۵-۳۲
۰/۳۵-۰/۵۰	خرج لوله‌ای با قطر ۱۷ میلیمتر	۰/۳۰	۳۲-۴۰
۰/۴۰-۰/۵۰	خرج لوله‌ای با قطر ۱۷ میلیمتر	۰/۶۰	۴۰-۵۱
۰/۶۰-۰/۸۰	خرج با قطر ۲۵ میلیمتر	۰/۴۶	۵۱-۶۴

جدول (۲-۶): پارامترهای طراحی پیش‌شکافی در منابع مختلف (Khoshrou, 1996)

سال	منبع	فاصله‌داری	
		قطر چال میلی متر	چال متر
1969	Du Pont Blaster Handbook	۴۵-۳۸	۰/۴۵-۰/۳
		۶۳-۵۱	۰/۶-۰/۴۵
		۸۹-۷۶/۵	۰/۹-۰/۴۵
		۱۰۲	۱/۲-۰/۶
1973	Swedish Blasting Technique	۳۲-۲۵	۰/۳-۰/۲
		۳۲-۲۵	۰/۶-۰/۳۵
		۴۰	۰/۵-۰/۳۵
		۵۱	۰/۵-۰/۴
		۶۴	۰/۱۸-۰/۱۶
		۳۸	۰/۵-۰/۳
1978	Explosives and Rock Blasting	۴۵	۰/۵-۰/۳
		۵۱	۰/۶-۰/۵
		۶۳	۰/۸-۰/۱۶
		۷۶	۰/۹-۰/۱۶
		۸۹	۰/۹-۰/۱۶
		۱۰۲	۱/۲-۰/۹
		۱۲۶	۱/۵-۰/۹
		۱۵۳	۱/۲-۱/۱
		۲۰۴	۲/۱-۱/۵
		۲	۱/۴

چال‌های تولیدی ردیف آخر (چال‌های ضربه‌گیر) نیز در روش پیش‌شکافی باید در ارتباط با آرایش و خرج‌گذاری، مورد توجه قرار گیرد. خرج‌گذاری بیش از اندازه این چال‌ها و یا کم‌تر بودن فاصله ردیف چال‌های ضربه‌گیر از چال‌های کنترلی می‌تواند باعث افزایش عقب‌زدگی گردد. چال‌های ضربه‌گیر باید کاملاً با چال‌های کنترلی موازی بوده و میزان خرج آنها ۰/۵ الی ۰/۶۵ چال‌های تولید باشد. پیشنهاد می‌شود قبل از استفاده از چال‌های پیش‌شکافی ابتدا در پشت چال‌های تولیدی آتشکاری اصلی، دو تا سه آتشکاری آزمایشی انجام شود و بهترین فاصله‌داری و تمرکز خرج حاصل شود.

از مزایای روش پیش‌شکافی می‌توان به موارد زیر اشاره کرد (دریک، ۱۳۸۳):

- شکستگی بیش از حد سنگ‌های واقع در پشت چال‌های پیش‌برشی به حداقل ممکن می‌رسند.
- چال‌های کم‌تری در مقایسه با روش چال خالی در روش پیش‌برشی نیاز است که این امر هزینه‌های چالزنی را کاهش می‌دهد.
- لرزش زمین نسبت به آتشکاری اولیه کم‌تر است که این امر وارد آمدن خسارت‌ها به خانه‌ها و صنایع مجاور را به حداقل می‌رساند.
- دیواره‌های سنگی تمیز به دست می‌آید که این امر سبب کاهش لقی‌گیری می‌شود.
- تمامی عمق برش در این روش با یک انفجار ایجاد می‌شود که این امر زمان بستن مدار و غیره را کاهش می‌دهد.

با مطالعه و بررسی روش‌های آتشکاری کنترل‌شده در ادامه به انتخاب مناسب‌ترین روش آتشکاری کنترل‌شده برای معدن شماره ۱ گل‌گهر پرداخته می‌شود.

۲-۳- انتخاب مناسب‌ترین روش برای انجام عملیات آتشکاری کنترل‌شده در

معدن شماره ۱ گل‌گهر

با توجه به محدودیت‌های موجود در ارتباط با امکانات و تجهیزات معدن شماره یک گل‌گهر، روش‌های مختلف آتشکاری کنترل‌شده از لحاظ اجرایی با یکدیگر مقایسه شده و با توجه به مزایا و معایب هر روش، نسبت به بکارگیری آن روش تصمیم گرفته شده است.

الف- آتشکاری ملایم

همان‌طور که در معرفی این روش گفته شد عموماً در عملیات زیرزمینی به کار می‌رود، همچنین در این روش قطر چال‌های کنترلی باید کوچکتر از چال‌های تولیدی باشد. با توجه به این که معدن شماره ۱ گل‌گهر یک معدن روباز است و از طرفی این روش بیشتر برای سنگ‌های نسبتاً مقاوم به کار می‌رود در حالی که در این تحقیق آتشکاری کنترل‌شده برای دیواره‌های ضعیف به کار می‌رود. در آتشکاری آرام بر خلاف روش حفاری خطی و پیش‌شکافی محدوده نهایی تحت تأثیر ردیف نهایی چال‌های تولیدی قرار می‌گیرد و در صورت ضعیف بودن دیواره دچار شکستگی و ریزش می‌شود.

ب- آتشکاری ضربه‌گیر

روش آتشکاری ضربه‌گیر در مواقعی که صفحات گسل دارای شیب و امتدادی متناسب با شیب و امتداد دیواره نهایی معدن باشد توصیه می‌شود. در مواقعی که صفحات گسل مناسبی وجود ندارد، نمی‌تواند مورد استفاده واقع شود. با توجه به تعدد کاربرد این روش در شرایط وجود صفحات مناسب گسل و با توجه به وجود چنین صفحاتی در قسمت دیواره شمالی معدن، استفاده از این روش برای دیواره شمالی معدن گل‌گهر توصیه می‌شود.

ج- آتشکاری بالشتکی

استفاده از این روش زمانی که میزان عقب‌زدگی در عملیات آتشکاری تولیدی زیاد می‌باشد، این احتمال وجود دارد نتایج نامطلوبی را به همراه داشته باشد. به عبارت دیگر میزان عقب‌زدگی ایجاد شده پس از آتشکاری چال‌های تولیدی می‌تواند تا حدودی محل حفر چال‌های کنترلی در این روش را تعیین نماید. با توجه به کاربرد این روش در معادن سطحی و امکان استفاده از این روش در شرایطی که قطر چال‌های کنترلی زیاد بوده و مواد منفجره مصرفی نیز از نوع فله‌ای می‌باشند، می‌توان از این روش برای عملیات آتشکاری کنترل‌شده استفاده نمود. ولی به علت وقوع عقب‌زدگی‌های بسیار در معدن شماره ۱ گل‌گهر (میزان عقب‌زدگی در این معدن تا حدود ۱۵ متر نیز می‌رسد)، این روش به عنوان روشی مطلوب از لحاظ اجرایی در نظر گرفته نشده است. در کل با توجه به موارد ذکر شده از این روش برای طراحی الگویی جهت انجام عملیات آتشکاری کنترل‌شده در معدن شماره یک گل‌گهر، توصیه نمی‌شود.

د- حفاری خطی

با وجود این که در این روش چال‌های کنترلی عموماً خرج‌گذاری نشده و یا میزان خرج‌گذاری در آن‌ها بسیار کم می‌باشد در مقابل، نیاز به چالزنی تعداد زیادی چال کنترلی دارد. استفاده از قطرهای کوچک در این روش بسیار ضروری می‌باشد. حفظ امتداد چال‌ها در این روش بسیار مهم و مشکل‌می‌باشد و هزینه‌های چالزنی در این روش به دلیل تعدد چال‌های کنترلی بسیار زیاد می‌باشد.

عمدتاً این روش در پروژه‌های سد سازی، جاده سازی و سایر پروژه‌های عمرانی به کار می‌رود. استفاده از این روش در دیواره‌های سنگی با مقاومت بالا توصیه نمی‌شود. چون با آتشکاری سایر چال‌ها قطعات درشت سنگ بین آخرین ردیف چال‌های تولیدی و چال‌های ردیف چالزنی خطی به وجود می‌آید و نیاز به آتشکاری ثانویه دارد.

ه- کنترل شکاف

این روش به لحاظ اجرایی برای اعمال شکافی هدفمند در دیواره چال‌های کنترلی، دارای مشکلات زیادی بوده و نیاز به تجهیزات خاصی دارد. با توجه به کاربرد این روش در شرایط خاص و زمان‌بر بودن و مشکلات اجرایی این روش و همچنین فراهم نبودن چنین تجهیزاتی برای ایجاد شکاف در دیواره‌های چال‌های کنترلی استفاده از این روش در معدن شماره یک گل‌گهر سیرجان منتفی می‌باشد.

و- آتشکاری پیش‌شکافی

روش آتشکاری پیش‌شکافی یکی از روش‌هایی است که عموماً در معادن سطحی و عملیات عمرانی مورد استفاده واقع می‌شود. با توجه به تعدد کاربرد این روش در معادن سطحی و امکان استفاده از این روش در شرایطی که قطر چال‌های کنترلی زیاد بوده و مواد منفجره مصرفی نیز از نوع فله‌ای می‌باشند، می‌توان از این روش برای عملیات آتشکاری کنترل‌شده در معدن شماره ۱ گل‌گهر استفاده نمود. این روش به لحاظ اجرایی می‌تواند به عنوان یکی از گزینه‌های مناسب برای انجام عملیات آتشکاری کنترل‌شده باشد. با توجه به مزایای این روش و با توجه به محدودیت‌های موجود در معدن شماره یک گل‌گهر سیرجان، این روش به عنوان یکی از روش‌های مورد بررسی انتخاب گردید.

مقایسه روش‌های مختلف آتشکاری کنترل‌شده، نشان می‌دهد که با توجه به دلایل زیر، روش آتشکاری پیش‌شکافی مناسب‌ترین گزینه برای انجام عملیات آتشکاری کنترل‌شده در معدن شماره ۱ گل‌گهر است. در فصل بعد روند طراحی پارامترهای آتشکاری کنترل‌شده (هم چون پارامترهای چالزنی، خرج‌گذاری و ...) مورد بررسی قرار خواهد گرفت.

فصل سوم:

عوامل مؤثر بر نتایج آتشفکاری کنترول شده پیش شکافی

۳-۱- مقدمه

برای طراحی الگوی مناسب آتشکاری کنترل شده پیش شکافی بایستی با در نظر گرفتن عوامل تأثیرگذار الگوی مناسب طراحی نمود. در این فصل عوامل مؤثر بر نتایج آتشکاری کنترل شده پیش شکافی نظیر مشخصات توده سنگ، دقت در چالزنی چال‌های پیش شکافی و ... بررسی شده است. در ادامه روش‌های ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده مطالعه خواهد شد.

۳-۲- عوامل مؤثر بر نتایج آتشکاری کنترل شده پیش شکافی

پارامترهای تأثیرگذار بر نتایج آتشکاری کنترل شده شامل مشخصات توده سنگ، دقت در چالزنی چال‌های پیش شکاف، مواد منفجره مورد استفاده، پارامترهای چالزنی و خرج گذاری پیش شکافی (فاصله ردیفی، میزان خرج و ...)، کنترل انرژی می‌باشد.

۳-۲-۱- مشخصات توده سنگ

مشخصات توده سنگ مورد آتشکاری تأثیر عمده‌ای در نتایج آتشکاری کنترل شده دارد به طوری که در نظر نگرفتن این مشخصات در طراحی باعث بالا رفتن احتمال افزایش خسارت به دیواره نهایی می‌شود. مهم‌ترین این مشخصات شامل مقاومت‌های کششی و فشاری، میزان درزه‌داری، فاصله درزه‌ها و مواد پرکننده آن‌ها، وضعیت گسل‌ها، لایه‌بندی و آب محتوی می‌باشد که در ادامه به طور مختصر توضیح داده می‌شود.

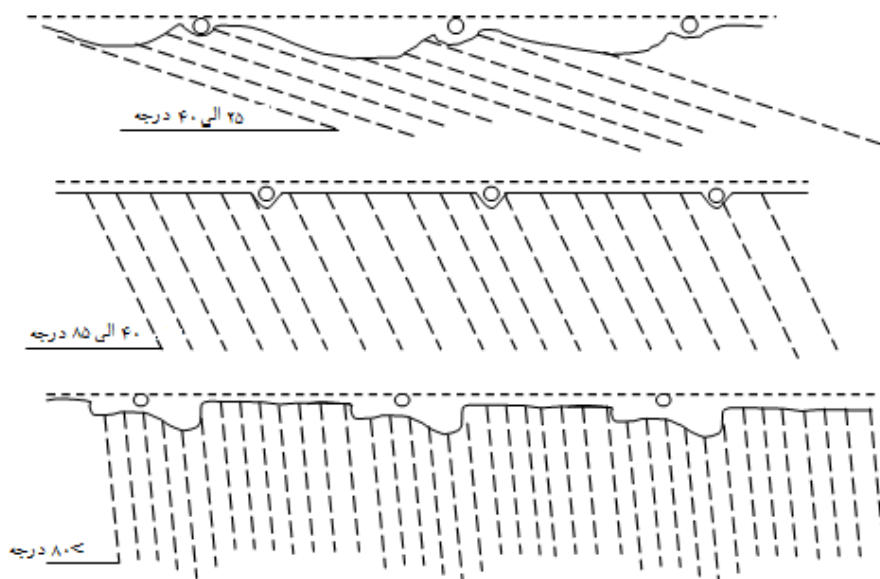
۳-۲-۱-۱- مقاومت‌های کششی و فشاری

در عملیات آتشکاری مقاومت‌های فشاری و کششی مهم هستند به طوری که طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده بدون در نظر گرفتن مقاومت سنگ مشکل‌ساز است. عوامل مؤثر در میزان مقاومت سنگ‌ها عبارتند از نوع کانی‌های تشکیل دهنده و نحوه قرارگیری آن‌ها، درجه هوازدگی یا آلتراسیون، وجود درزه و شکاف در سنگ، آنیزتروپی، خواص الاستیسته و پلاستیکی سنگ، نیروی بین مولکولی ذرات تشکیل دهنده آن‌ها و جهت و میزان نیروهای وارده به سنگ (Army Office U.S.A., 1997).

۳-۲-۱-۲-۳- میزان درزه‌داری، فاصله درزه‌ها و مواد پرکننده آن‌ها

هر چه توده سنگ یک‌پارچه و همگن‌تر باشد نتایج آتشکاری کنترل شده مناسب‌تر است. اما در توده‌سنگ‌های درزه‌دار برای به حداقل رساندن میزان عقب‌زدگی بایستی بر مقاومت کششی سنگ غلبه کرد.

نحوه توزیع درزه و شکاف‌های توده سنگ تأثیر زیادی در عقب‌زدگی دارند. در صورتی که امتداد درزه‌ها عمود بر امتداد چال‌های کنترلی بوده و فاصله‌داری آن‌ها نیز برابر با فاصله‌داری چال‌های کنترلی باشد، نتایج بسیار مناسبی به دست می‌آید. در این حالت بهترین نتایج زمانی حاصل می‌شود که درزه‌های مورد نظر دارای شیب ۹۰ درجه باشند. در صورتی که فاصله‌داری درزه‌ها بسیار کم باشد، انرژی مورد نیاز برای ایجاد شکاف در بین چال‌های کنترلی به شدت تحت تأثیر قرار گرفته و عموماً شکاف ایجاد شده به صورت ناقص تشکیل شده و یا میزان صافی دیواره نهایی کاهش می‌یابد. در ارتباط با نتایج آتشکاری کنترل شده، هرچه فاصله‌داری درزه‌ها افزایش یابد نتایج بهتری به دست خواهد آمد. در شکل (۳-۱) تأثیر امتداد درزه‌ها بر نتایج آتشکاری کنترل شده، زمانی که فاصله‌داری درزه‌ها بسیار کم می‌باشد، نشان داده شده است (Lopez, 1995).



شکل (۳-۱): تأثیر امتداد درزه ها بر نتایج آتشکاری کنترل شده زمانی که فاصله داری درزه ها کم باشد (Lopez, 1995)

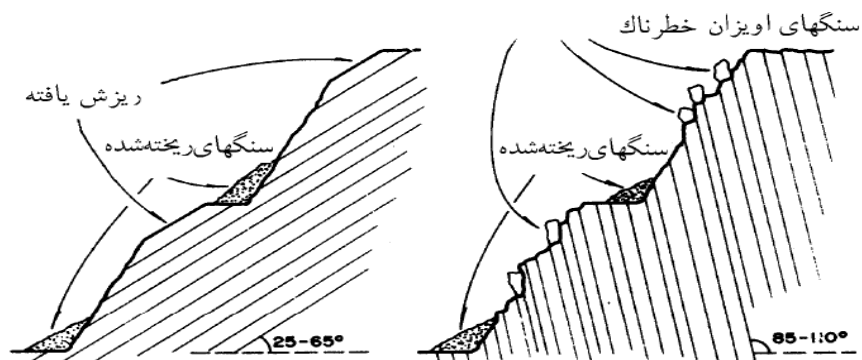
۳-۱-۲-۳- وضعیت گسل ها

گسل های موجود در توده سنگ نیز همانند درزه و شکاف ها عمل کرده و می توانند اثرات مطلوب و یا نامطلوبی را بر نتایج عملیات آتشکاری کنترل شده داشته باشند. در کل زمانی که از روش آتشکاری کنترل شده ضربه گیر برای کنترل دیواره های نهایی استفاده می شود، گسل های مورد نظر نقش مطلوبی را در کنترل دیواره نهایی ایفا می کنند. در این حالت سطح گسل به عنوان سطح دیواره نهایی معدن در نظر گرفته می شود. در واقع در صورتی که سطح گسل، سطح دیواره نهایی معدن نباشد، نتایج عملیات آتشکاری کنترل شده می تواند بسیار نامطلوب شود. در صورتی که از سایر روش های آتشکاری کنترل شده استفاده می شود، باید شیب و امتداد گسل های موجود در اطراف منطقه مورد نظر را با دقت بسیار زیادی بررسی نمود. نزدیکی این گسل ها به ردیف چال های کنترلی باعث می شود تا چال های کنترلی، صفحه گسل را به عنوان یک سطح آزاد در نظر گرفته و شکاف ایجاد شده ناشی از چال های کنترلی تحت تأثیر این سطح قرار گیرد. زمانی که امتداد گسل عمود بر امتداد چال های کنترلی باشد، می توان نتایج مطلوبی را مشاهده نمود.

در صورتی که امتداد گسل موازی امتداد چال‌های کنترلی باشد اگر گسل چال‌های کنترلی را قطع کند باید مکان برخورد گسل با چال را مشخص نموده و با توجه به میزان فاصله بین صفحات گسل (میزان بازشدگی) حداقل تا ۰/۵ متر از قسمت بالایی و پایینی محل برخورد گسل با چال‌های کنترلی، گل‌گذاری شود.

۳-۲-۱-۴- لایه‌بندی

لایه‌بندی تأثیر مهمی بر روی نتیجه آتشکاری کنترل شده پیش شکافی دارد. جهت شیب لایه‌ها با توجه به جهت آتشکاری مهمترین عامل است. در توده سنگ‌های حاوی لایه‌بندی بسته به جهت صفحه حاوی لایه‌بندی با سطح برش عقب‌زدگی می‌تواند در اثر ریزش‌های گوناگونی ایجاد گردد. اگر جهت صفحات لایه‌بندی با سطح برش یکسان باشد عقب‌زدگی در اثر ریزش صفحه‌ای (لایه‌های با شیب ۲۵ الی ۶۵ درجه) ایجاد می‌شود که در این حالت سطح برش صاف است (شکل (۲-۳)). در صورتی که جهت صفحات لایه‌بندی با سطح برش یکسان نباشد عقب‌زدگی در اثر ریزش واژگونی (لایه‌های با شیب ۸۵ تا ۱۱۰ درجه) ایجاد می‌گردد (Lopez, 1995).



شکل (۲-۳): تأثیر جهت درزه‌ها نسبت به سطح برش بر روی عقب‌زدگی در پله معدن روباز (Lopez, 1995)

۳-۲-۱-۵- آب محتوی

فشار آب منفذی در سنگ‌ها، چسبندگی و مقاومت برشی درزه‌ها را به طور قابل ملاحظه‌ای کاهش می‌دهد. زیرا اتصال و چسبندگی بین ذرات را کم‌تر کرده و همچنین زمانی که سنگ‌ها اشباع از آب می‌شوند، میزان بیشتری از انرژی به سنگ منتقل می‌شود. در این حالت اثر انفجار در شکستن سنگ به سمت نتایج بهتر هدایت می‌شود (Sushil, 1997). اما از طرف دیگر وجود آب می‌تواند مشکلاتی را به وجود بیاورد. این مشکلات می‌توانند در حین چالزنی، خرج‌گذاری و حتی انتخاب نوع ماده منفجره بروز نماید که از جمله آن‌ها می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

- وجود آب در چال باعث کاهش راندمان جفت‌شدگی خرج می‌شود، زیرا در این حالت مقدار زیادی انرژی از طریق آب عبور کرده و به سنگ منتقل می‌شود و اگر چنین اتفاقی برای یک چال محیطی بیفتد باعث بروز خسارت به دیواره نهایی می‌شود. همچنین آب به علت کاهش اصطکاک داخلی بین اجزاء سنگ باعث کاهش مقاومت‌های کششی و فشاری سنگ می‌شود.
- با حفر چال ممکن است به حفره‌هایی برخورد شود که در اثر عوامل مختلفی مثل شسته شدن به وسیله آب ایجاد شده‌اند. عملیات چالزنی مایل در این نوع سنگ‌ها مشکل‌دار است. این حفره‌ها اگر به وسیله چال قطع شوند باعث درز کردن فشار چال حاصل از آتشکاری شده و موفقیت عملیات را تحت تأثیر قرار می‌دهند. در این موارد پیشنهاد می‌شود حفره مذکور به وسیله مواد دانه‌ریز پر شده و حتی مقدار خرج نیز کمی بیشتر انتخاب شود. در چال‌های آبدار باید از مواد منفجره مقاوم در برابر آب استفاده کرد (Hemphil, 1981).
- در صورت وجود آب باید از مواد منفجره ضدآب استفاده نمود. استفاده از مواد منفجره‌ای مانند آنفو بدلیل جاذب الرطوبه بودن و داشتن چگالی پایین، محدود می‌باشد. در این حالت استفاده از مواد

منفجره ضد آب همانند مواد منفجره ژله‌ای و امولسیون پیشنهاد می‌گردد.

۳-۲-۲- دقت در چالزنی چال‌های پیش شکافی

از آنجا که اهمیت دقت چالزنی برای آتشکاری‌های تولیدی کاملاً مشهود است، اهمیت این پارامتر در آتشکاری کنترل شده برجسته‌تر است و یک مسئله بحرانی است. در آتشکاری کنترل شده چال‌ها باید روی صفحه مدنظر با کم‌ترین انحراف قرار داشته باشند. مهمترین عوامل خطا در حفاری چال‌ها در ادامه آمده است (Lopez, 1995):

- اشتباه مشخص کردن محل واقعی چال، که به منظور جلوگیری از این اشتباه محل چال‌ها باید به وسیله شخص متخصص این کار انجام شود.
- استقرار نامناسب دستگاه چالزنی یا بازوی جامبو که در این حالت بایستی زمین محل چالزنی از لحاظ استقرار دستگاه چالزنی تسطیح و در صورت نیاز بتن‌ریزی شود.
- جهت نادرست بار پشت سرمته در چالزنی‌های شیب‌دار. برای رفع این مشکل می‌توان از سیستم‌های کنترل برای اتوماتیک استفاده کرد.
- شرایط زمین‌شناسی نامساعد مثل شیستوزیته، درزه‌داری، حفره‌های شسته شده و سنگ‌های هوازده..

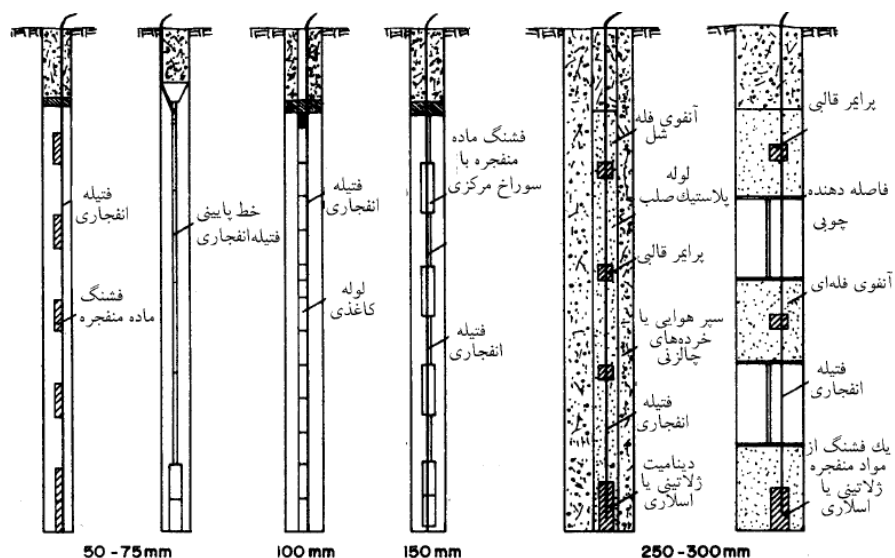
دلایلی که مربوط به تکنیک‌های چالزنی هستند عبارتند از (Lopez, 1995):

- معمولاً چالزنی چال‌های با قطر کم انحراف بیشتری دارد.
- استفاده از ابزاری که نوسان و لرزش سرمته حفاری را کنترل کند. این موضوع در زمین‌هایی که دارای درز و شکاف است به منظور جلوگیری از انحراف و گیرکردن سرمته حفاری بااهمیت‌تر است.

۳-۲-۳- مواد منفجره مورد استفاده در آتشکاری کنترل شده

فشنگ‌های دینامیتی اولین خرجی بودند که در آتشکاری کنترل شده به کار گرفته شده‌اند. کارخانجات سازنده مواد منفجره فشنگ‌های ویژه متعددی برای تسهیل و تسریع در خرج‌گذاری چال‌ها تولید و به بازار عرضه کرده‌اند. با وجود محدودیت در تهیه مواد منفجره فشنگی مخصوص از مواد منفجره فله‌ای به همراه ترکیبی از مواد دیگر برای چال‌های پیش‌شکافی استفاده می‌شود. آنفو ضعیف شده با دانسیته پایین از جمله خرج‌هایی است که به صورت گسترده در آتشکاری کنترل شده مورد استفاده قرار می‌گیرد. برای کاهش انرژی آنفو تا حد خرج جفت نشده راه‌کارهای مختلفی وجود دارد، اولین راه‌کار استفاده از اختلاط آنفو با حداکثر تا ۲۰ درصد وزنی نمک است. نمک افزوده شده از یک سو باعث کم شدن ماده منفجره و در نتیجه ترقیق مقدار انرژی تولید شده کاهش می‌گردد. از سوی دیگر باعث سرد شدن انفجار متعاقباً کاهش سرعت انفجار و حرارت تولید شده می‌گردد. استفاده بیش از حد از نمک باعث بالا رفتن قطر بحرانی و کاهش حساسیت خرج می‌شود و ممکن است باعث دزد کردن چال‌ها شود. گذشته از این، با این که نمک هیچ‌گونه واکنش شیمیایی با آنفو ندارد ولی سرد کنندگی بیش از حد آن می‌تواند باعث انفجار ناقص و تولید گازهای سمی گردد. دومین راه‌کار کاهش مقدار سوخت آنفو به کم‌تر از مقدار معمول آن که ۶ درصد است می‌باشد. بدین ترتیب آنفوی ۹۴ به ۶ ای که تولید ۳۷۸۰ ژول بر گرم انرژی می‌نمود با تبدیل به آنفو ۹۸/۵ به ۱/۵ تنها ۲۲۹۳ ژول بر گرم انرژی تولید می‌نماید. سومین راه‌کار این روش که در حال حاضر کاربرد بیشتری دارد، اضافه کردن دانه‌های پلی‌استرن منبسط شده به آنفو می‌باشد. ابعاد این دانه‌ها از ۰/۵ تا ۳ میلی‌متر بوده و ماده منفجره حاصله ANFOPS نامیده می‌شود. با این روش می‌توان تمرکز انرژی را تا ده درصد تمرکز انرژی آنفوی خالص نیز پایین آورد. با کاهش همزمان موج ضربه و حجم گازهای تولید شده می‌توان میزان عقب‌زدگی را در آتشکاری کنترل شده به حد اقل رساند (Lopez, 1995). شکل (۳-۳)

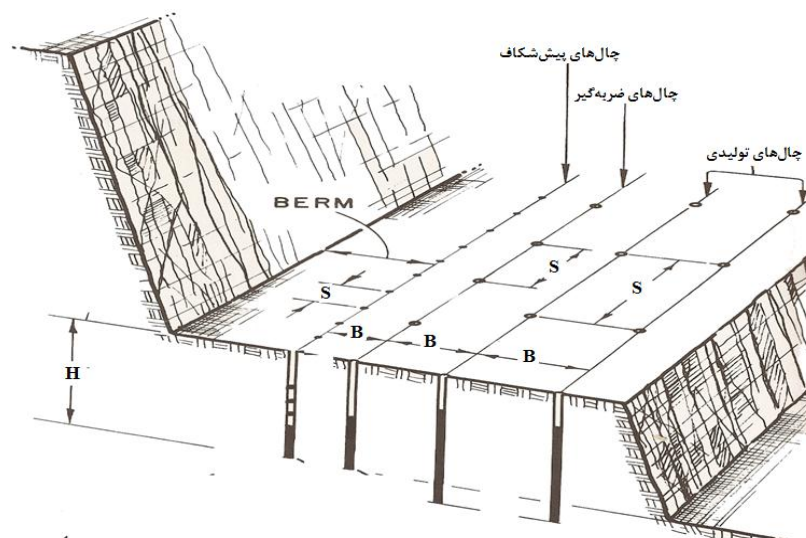
مواد منفجره مصرفی و همچنین خرج گذاری چال های آتشکاری کنترل شده را با قطرهای مختلف نشان می دهد.



شکل (۳-۳): حالات مختلف خرج گذاری در آتشکاری کنترل شده با قطر چال های مختلف (Lopez, 1995)

۳-۲-۴- پارامترهای چالزنی و خرج گذاری آتشکاری کنترل شده پیش شکافی

برای انجام آتشکاری کنترل شده پیش شکافی در نزدیک دیواره نهایی سه نوع چال پیش شکافی، ضربه گیر و تولیدی در نظر گرفته می شود شکل (۳-۴) یک الگوی آتشکاری کنترل شده پیش شکافی را نشان می دهد.



شکل (۳-۴): نمایی از یک الگوی آتشکاری کنترل شده پیش شکافی (Lopez, 1995)

پارامترهای چالزنی و خرج گذاری الگوی آتشکاری پیش شکافی شامل فاصله ردیفی، بارسنگ، قطر و عمق چال، جهت داری چال‌ها، نوع خرج، میزان و نحوه خرج گذاری، سیستم آتشکاری و گل گذاری است که با توجه به روابط، گراف‌ها و جداول موجود و با تأثیر پذیری از مشخصات توده سنگ به دست می‌آید.

۳-۲-۴-۱- طراحی چالزنی چال‌های پیش شکاف

• فاصله داری

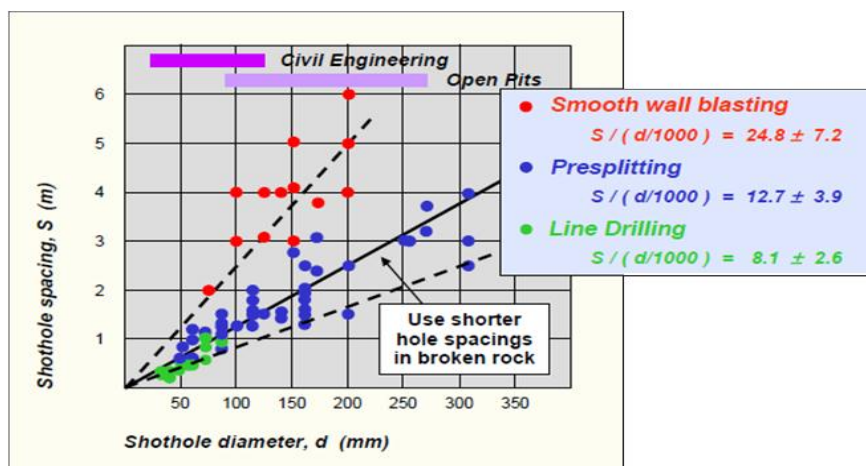
فاصله بین چال‌های پیش شکاف مهم ترین پارامتر در کیفیت پیش شکاف است. در تعیین این پارامتر عوامل مختلفی تعیین کننده هستند که مهم ترین آن‌ها شامل مشخصات ژئومکانیکی توده سنگ (مقاومت کششی، مقاومت فشاری، ناپوستگی‌ها و...) و قطر چال و فشار چال خرج جفت نشده بستگی دارد. بنابراین ساختار زمین شناسی در تعیین فاصله داری مهم است و بایستی آن را در نظر گرفت. برای محاسبه فاصله داری روابط مختلفی وجود دارد که در جدول (۳-۱) ارائه شده است.

جدول (۱-۳): محاسبه فاصله‌داری با روابط ارائه شده برای پیش شکاف

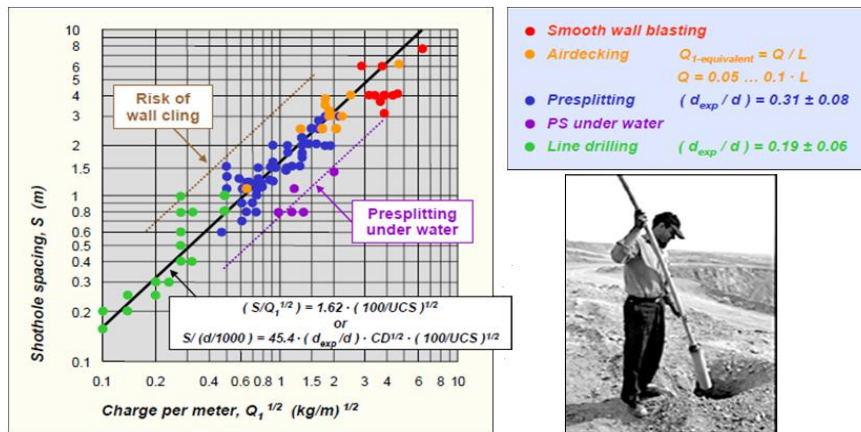
منبع	روابط محاسبه فاصله‌داری پیش شکاف	
(Lopez, 1995)	$S \leq \frac{D \times (PB_e + RT)}{RT}$	۱
(استوار، ۱۳۸۰)	$S = 4[(2 - 2.5)D]$	۲
(مقررات فنی مواد منفجره و آتشکاری در معادن، ۱۳۸۷)	$S \leq 10D$	۳
(استوار، ۱۳۸۰)	$S = 0.7B$	۴
(Sushil, 1997)	$S = 0.0094D - 0.0091$	۵
(www.sandvik.com)	$S = 12.7 \times D$	۶
(www.sandvik.com)	$S = 1.52 \times Q^{1/2}$	۷
(استوار، ۱۳۸۰)	$s \leq 10 \times D$	۸

در این روابط S فاصله‌داری چال‌ها بر حسب متر، D قطر چال که در رابطه پنج بر حسب میلی‌متر و در بقیه روابط بر حسب متر، PB_e فشار چال خرج جفت نشده و RT مقاومت کششی سنگ بر حسب مگاپاسکال، B بارسنگ بر حسب متر، Q خرج خطی بر حسب کیلوگرم بر متر است.

روابط ۶ و ۷ در جدول (۱-۳) از شکل‌های (۳-۵) و (۳-۶) به دست آمده است. شکل‌های مذکور از انجام آتشکاری‌های کنترل شده در معادن مختلف دنیا به دست آمده است.



شکل (۳-۵): نمودار قطر چال - فاصله‌داری برای روش‌های آرام، پیش شکافی و خطی (www.sandvik.com)



شکل (۳-۶): نمودار خرج خطی - فاصله‌داری برای روش‌های آرام، پیش‌شکافی، خطی (www.sandvik.com)

• بارسنگ

انتخاب بارسنگ مناسب برای چال‌های کنترلی در کنترل عقب‌زدگی مؤثر است. این فاصله نباید بیش از حد کم و یا بسیار زیاد باشد. مقدار کم بارسنگ باعث ایجاد عقب‌زدگی و تخریب دیواره می‌شود. زیاد بودن بارسنگ باعث ایجاد قطعات درشت سنگ و انجام آتشکاری ثانویه و کاهش راندمان ماشین‌آلات بارگیری را دارد (Lopez, 1995). این فاصله را معمولاً ۰/۳۳ تا ۰/۵ برابر چال‌های تولیدی در نظر می‌گیرند. برای رسیدن به یک مقدار مناسب بارسنگ انجام چند آزمایش آتشکاری کنترل شده نیاز است.

• عمق و قطر چال

چالزنی چال‌های قطر کوچک برای چال‌های انفجاری شیب‌دار به دلایل مشکلات ساختاری سنگ و محدودیت تجهیزات مشکل است. عمق حفاری چال‌های شیب‌دار تا ۵۰ فوت (۱۵/۲ متر) و در شرایط مناسب سنگ تا ۶۰ فوت (۱۸/۳ متر) امکان دارد. اما در زون شدیداً درزه‌دار و شکسته شده حداکثر عمق حفاری چال‌های شیب‌دار ۴۰ فوت (۱۲/۲ متر) است. همچنین چالزنی چال‌های شیب‌دار قطر کوچک در شرایط مرطوب و آب‌دار اگر عمق بیشتر از ۴۰ فوت (۱۲/۲ متر) شود با دقت مطلوب مشکل است.

در ایجاد پیش‌شکاف معمولاً از چال‌های به قطر ۲ تا $12\frac{1}{4}$ اینچ استفاده می‌شود. اغلب از چال‌های قطر کوچک به دلایل تکنیکی و به خاطر امکان کاهش هزینه در هر فوت مربع استفاده می‌شود. در قطرهای کوچک (کم‌تر از ۵ اینچ یا ۱۲۷ میلی‌متر) فاصله‌داری ۳ تا ۶ فوت (۰/۱ تا ۱/۸ متر) متداول است. در قطرهای بزرگ (بیشتر از ۶ اینچ یا ۱۵۲ میلی‌متر) فاصله‌داری چال‌ها ۵ تا ۱۸ فوت (۱/۵ تا ۵/۵ متر) به کار گرفته می‌شود (Workman and Calder, 1992).

در گذشته برای آتشکاری کنترل شده در عملیات‌های سطحی از چال‌های ۳۵ تا ۷۵ میلی‌متری استفاده می‌شد ولی امروزه از این قطر چال‌ها بیشتر در عملیات‌های عمرانی و معادن کوچک استفاده می‌شود و در معادن بزرگ قطر چال‌ها تا ۳۱۰ میلی‌متر (۱۲ اینچ) نیز رسیده است. انگیزه استفاده از این چال‌های قطور را می‌توان دلایل اقتصادی و دسترسی بیشتر تجهیزات چالزنی دانست، حتی اگر نتایج حاصله از لحاظ فنی و ظرافتی ضعیف‌تر باشد. بنابراین بایستی بهترین ترکیب قطر چال - میزان خرج که تولید کم‌ترین میزان نگهداری و تقویت سنگ را می‌نماید، یافته شود.

• جهت‌داری دیواره و هندسه آتشکاری

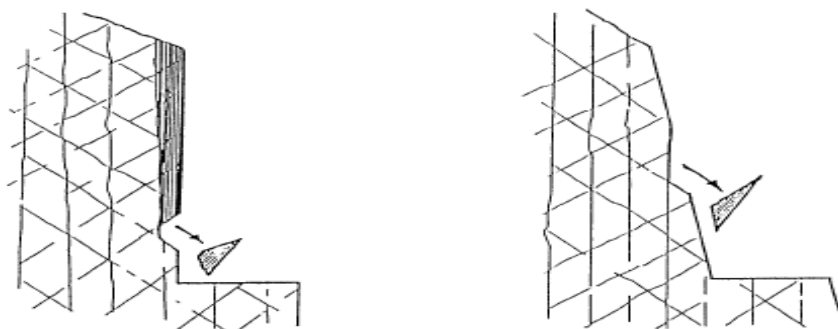
در اغلب موارد جهت‌داری دیواره پیت و ابعاد بلوک آتشکاری نادیده گرفته می‌شود. به هر حال این می‌تواند یک منبع اصلی ناخواسته خسارت به دیواره نهایی معدن باشد. عرض، طول و ارتفاع یک آتشکاری کنترل شده بر نتیجه آتشکاری مؤثر هستند. زاویه سطح دیواره نهایی (زاویه صفحه پیش‌شکاف که به وسیله آتشکاری پیش‌شکافی به وجود می‌آید) در یک یا دو مرحله انجام پیش‌شکاف بر خسارت ایجاد شده تأثیر می‌گذارد. بنابراین در طول طراحی هندسه پیت نهایی، بحث در مورد زاویه و دو پله‌ای کردن عملیات آتشکاری که بر خسارت دیواره نهایی مؤثر است بایستی در نظر گرفته شود، که در ادامه این دو پارامتر آورده شده است.

الف - زاویه پیش‌شکاف

ثابت شده است که در معدن روباز و کواری برای ایجاد پله‌های ایمنی اگر چال‌های پیش‌شکاف مایل حفر شوند و دیواره پیش‌شکاف مایل به وجود آید نسبت به دیواره عمود در دوره‌های زمانی طولانی پایدارتر است. این موضوع در معادن سنگ آهن، زغال سنگ و کواری مشاهده شده است. پیش‌شکاف به صورت عمود در شرایطی که دیواره قائم نیاز باشد و شرایط لازم برقرار باشد ایجاد می‌شود. اما برای ایجاد پیش‌شکاف مایل زاویه پیش‌شکاف بین ۷۰ تا ۸۰ درجه و معمولاً ۸۰ درجه می‌باشد. در عملیات آتشکاری چالزنی قائم چال‌های پیش‌شکاف راحت‌تر و معمول‌تر است. زاویه‌دار کردن چال‌ها هزینه بیشتری دارد. ولی برای عملی کردن پیش‌شکاف مایل بایستی دستگاه چالزنی زاویه‌دار حفاری کند.

مزیت اول پیش‌شکاف مایل نسبت به قائم این است در پیش‌شکاف قائم با جدا شدن بلوک‌های منفرد در سطح پیش‌شکاف نزدیک پاشنه مواد بالاسری خود را در معرض ریزش بالقوه قرار می‌دهند، این موضوع در شکل (۷-۳) نشان داده شده است.

مزیت دوم پیش‌شکاف مایل در صورت وجود درزه‌ها و شکاف‌هایی که شیب به سمت بیرون دیواره و تقریباً موازی دیواره دارند، می‌باشد. تحت این شرایط دیواره موضوع ریزش واژگونی قرار می‌گیرد.



شکل (۷-۳): ایجاد پیش‌شکاف به صورت عمودی و مایل (Workman and Calder, 1992)

مزیت سوم پیش‌شکاف مایل به ارتباط بین محل پیش‌شکاف و ردیف چال‌های ضربه‌گیر منتهی می‌شود. هنگامی که چال‌های پیش‌شکاف زاویه‌دار باشد و ردیف ضربه‌گیر قائم، فاصله بین پاشنه ضربه‌گیر و خط پیش‌شکاف کم می‌شود که در خرد شدن سنگ‌های کف پله بین ردیف ضربه‌گیر و خط پیش‌شکاف مؤثر است. در صورتی که یک فاصله زیادتر در بالای پله بین خط پیش‌شکاف و ردیف ضربه‌گیر باعث اجتناب از شکستگی زیاد در لبه پله می‌شود (Workman and Calder, 1992).

فاصله بین ردیف ضربه‌گیر و خط پیش‌شکاف در پاشنه بسته به نوع سنگ و ساختار زمین شناسی متفاوت است. این فاصله از ۳ فوت (۰/۹ متر) برای سنگ آهن سخت تا ۱۵ فوت (۴/۶ متر) برای روباره ضعیف مثل لایه زغال به کار می‌رود. فاصله بین ردیف ضربه‌گیر و خط پیش‌شکاف در بالای پله^۱ به ارتفاع پله و زاویه پیش‌شکاف بستگی دارد (جدول (۳-۲))، (Workman and Calder, 1992).

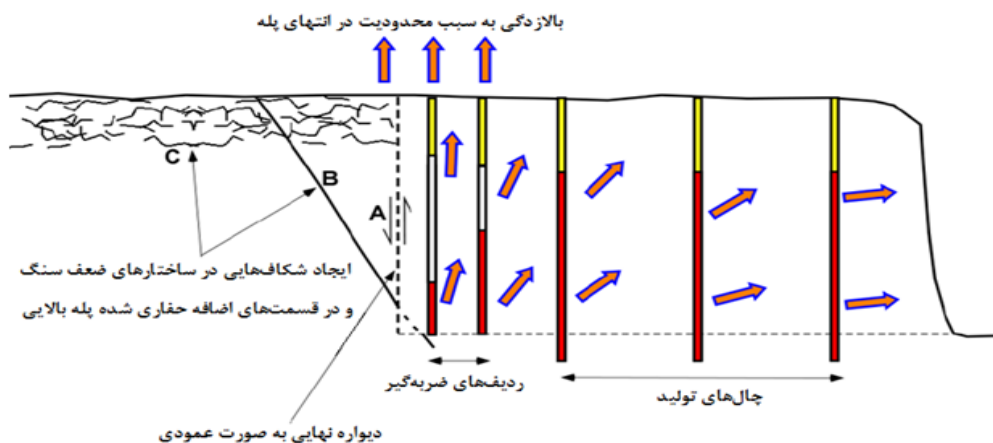
^۱ - crest stand off

جدول (۳-۲): فاصله بین پیش‌شکاف و ردیف ضربه‌گیر (آخرین ردیف چال‌های تولید) در سطح پله با توجه به ارتفاع پله و

زاویه پیش‌شکاف (Workman and Calder, 1992)

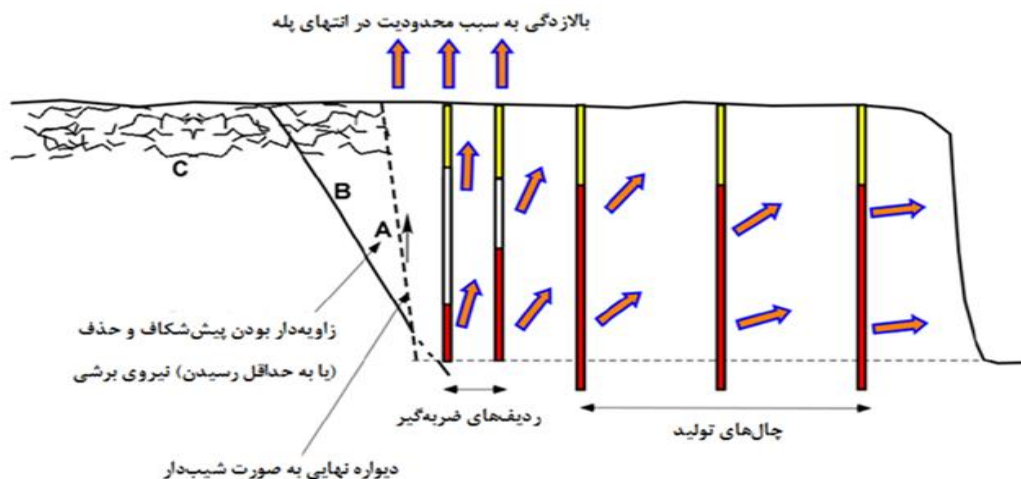
ارتفاع پله بر حسب فوت												فاصله از پاشنه (فوت)
۶۰ فوت			۵۰ فوت			۴۰ فوت			۳۰ فوت			
زاویه چال‌های پیش‌شکاف												
۸۰	۷۵	۷۰	۸۰	۷۵	۷۰	۸۰	۷۵	۷۰	۸۰	۷۵	۷۰	
۱۴	۱۹	۲۵	۱۲	۱۶	۲۱	۱۰	۱۴	۱۸	۸	۱۱	۱۴	۳
۱۵	۲۰	۲۶	۱۳	۱۷	۲۲	۱۱	۱۵	۱۹	۹	۱۲	۱۵	۴
۱۶	۲۱	۲۷	۱۴	۱۸	۲۳	۱۲	۱۶	۲۰	۱۰	۱۳	۱۶	۵
۱۷	۲۲	۲۸	۱۵	۱۹	۲۴	۱۳	۱۷	۲۱	۱۱	۱۴	۱۷	۶
۱۸	۲۳	۲۹	۱۶	۲۰	۲۵	۱۴	۱۸	۲۲	۱۲	۱۵	۱۸	۷
۱۹	۲۴	۳۰	۱۷	۲۱	۲۶	۱۵	۱۹	۲۳	۱۳	۱۶	۱۹	۸
۲۰	۲۵	۳۱	۱۸	۲۲	۲۷	۱۶	۲۰	۲۴	۱۴	۱۷	۲۰	۹
۲۱	۲۶	۳۲	۱۹	۲۳	۲۸	۱۷	۲۱	۲۵	۱۵	۱۸	۲۱	۱۰
۲۲	۲۷	۳۳	۲۰	۲۴	۲۹	۱۸	۲۲	۲۶	۱۶	۱۹	۲۲	۱۱
۲۳	۲۸	۳۴	۲۱	۲۵	۳۰	۱۹	۲۳	۲۷	۱۷	۲۰	۲۳	۱۲
۲۴	۲۹	۳۵	۲۲	۲۶	۳۱	۲۰	۲۴	۲۸	۱۸	۲۱	۲۴	۱۳
۲۵	۳۰	۳۶	۲۳	۲۷	۳۲	۲۱	۲۵	۲۹	۱۹	۲۲	۲۵	۱۴
۲۶	۳۱	۳۷	۲۴	۲۸	۳۳	۲۲	۲۶	۳۰	۲۰	۲۳	۲۶	۱۵

در یک بلوک انفجاری پس از انفجار حرکت مواد در ابتدای پله به صورت متمایل به افق و در انتهای پله به صورت قائم تغییر می‌کند. در ردیف‌های عقب آتشکاری افزایش جابجایی قائم نسبت به جابجایی افقی وجود دارد. در شکل (۳-۸) این وضعیت مشاهده می‌شود. در نزدیکی پیش‌شکاف فقط جابجایی قائم است، در حالتی که پیش‌شکاف قائم باشد یک نیروی برشی در طول پیش‌شکاف به وجود می‌آید (A). دیواره در طول خود در محل صفحات ضعف شکاف برمی‌دارد (B)، همچنین اضافه حفاری چال‌های پله بالایی باعث خسارت دیواره می‌شود (C). برای کم کردن این خسارت‌ها در ردیف‌های داخلی از تأخیرهای مناسب استفاده می‌شود (Roke, 1999).



شکل (۳-۸): یک بلوک آتشکاری کنترل شده با دیواره قائم و ایجاد نیروی برشی در سطح پله (Roke, 1999)

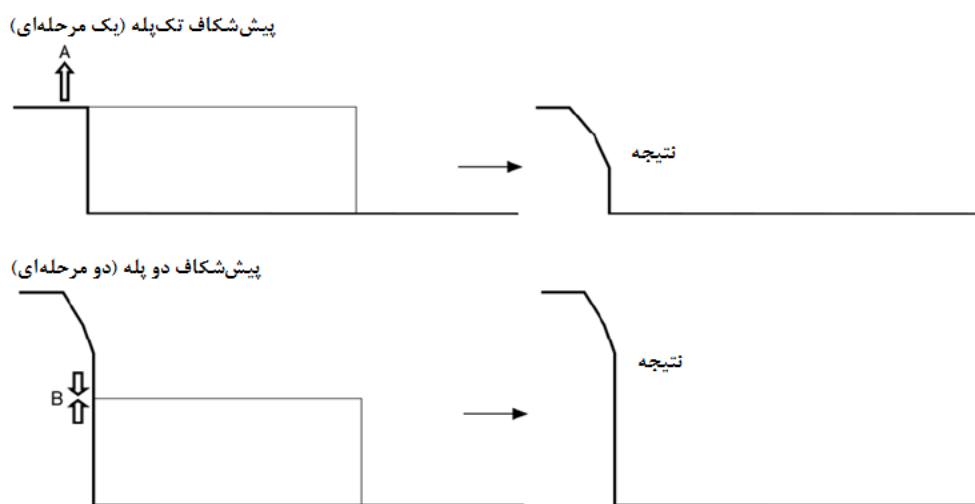
مزیت چهارم این است که برای حذف یا کمینه کردن نیروی‌های (مقاومت‌ها) فشاری و به خصوص برشی در سطح و لبه پله ایمنی به منظور کمینه کردن خسارت، چال‌های پیش شکافی را مایل طراحی می‌کنند. اگر سطح دیواره نهایی زاویه‌دار باشد، با توجه به شکل پیش شکاف دارای زاویه ۸۰ درجه نسبت به افق است در این حالت نیروی برشی در طول دیواره نهایی ظاهر نمی‌شود (و یا به حداقل مقدار خود می‌رسد)، خسارت ناشی از صفحات ضعف دیواره کم‌تر است. شکل (۳-۹) این حالت را نشان می‌دهد (Roke, 1999).



شکل (۳-۹): یک بلوک آتشکاری کنترل شده با دیواره شیب‌دار و حذف نیروهای برشی در سطح پله (Roke, 1999)

ب- دو پله‌ای کردن^۱ عملیات آتشکاری

انجام عملیات آتشکاری کنترل شده به صورت دو یا سه مرحله به جای یک مرحله (انجام دو یا سه بار آتشکاری به جای یک بار آتشکاری به صورتی که پله ایمنی به دو یا چند پله کاری تقسیم شود) در کاهش خسارت به دیواره نهایی به خصوص به لبه پله مؤثر است. برای ایجاد پیش‌شکاف اگر آتشکاری به صورت تک پله‌ای انجام گیرد خسارت ایجاد شده در اثر نیروی برشی در لبه پله زیاد است، ولی اگر یک پله با مقیاس بزرگ‌تر به صورت دو یا سه پله برای ایجاد پیش‌شکاف آتشکاری شود (شکل (۳-۱۰))، با توجه به مقیاس بزرگ‌تری که نسبت به حالت تک‌پله‌ای دارد خسارت وارده به لبه و دیواره نهایی کم‌تر می‌شود (Roke, 1999).



شکل (۳-۱۰): تغییر هندسه آتشکاری به صورت تک‌پله‌ای و دو پله‌ای (Roke, 1999)

برای ایجاد دو یا چند پله معمولاً پله ایمنی را به دو یا چند پله کاری تقسیم می‌کنند و با آتشکاری و استخراج پله‌ها به ترتیب از بالا به سمت پایین به تدریج میدان تنش در منطقه کاهش می‌یابد. به این

^۱ - Double Benching

ترتیب با کم کردن تنش‌های فشاری و برشی که در نتیجه کاهش وزن مواد پله بالایی است خسارت وارده به سطح و لبه پله کاهش می‌یابد (Roke, 1999).

۳-۲-۲-۳- طراحی خرج گذاری چال‌های پیش شکاف

• محاسبه میزان خرج چال‌های پیش شکافی

برای محاسبه خرج مورد نظر در چال‌های کنترلی در روش پیش شکافی می‌توان از رابطه تجربی زیر استفاده نمود (Lopez, 1995 and Sushil, 1997).

$$q = 8.5 \times 10^{-5} D^2 \quad (۱-۳)$$

$$q = 0.875 S^2 \quad (۲-۳)$$

که در آن‌ها q میزان خرج مورد نیاز در چال‌های پیش شکاف بر حسب کیلوگرم بر متر، D قطر چال بر حسب میلی‌متر و S فاصله‌داری چال‌ها بر حسب متر است.

• فاکتور پیش شکافی

فاکتور پیش شکافی مقدار خرج مورد نیاز برای ایجاد واحد سطح پیش شکاف است و به صورت رابطه زیر تعریف می‌شود (Oageng et al., 2008).

$$P = \frac{M_h}{S} \quad (۳-۳)$$

که در آن P فاکتور پیش شکاف بر حسب کیلوگرم بر متر مربع، M_h چگالی مخصوص خرج (جرم خرج مورد نیاز در واحد طول چال) بر حسب کیلوگرم بر متر و S فاصله‌داری پیش شکاف بر حسب متر است.

مقدار فاکتور پیش شکاف برای آتشکاری پیش شکافی سطحی بین ۰/۳ تا ۰/۶ کیلوگرم بر متر مربع می‌باشد (Oageng et al., 2008).

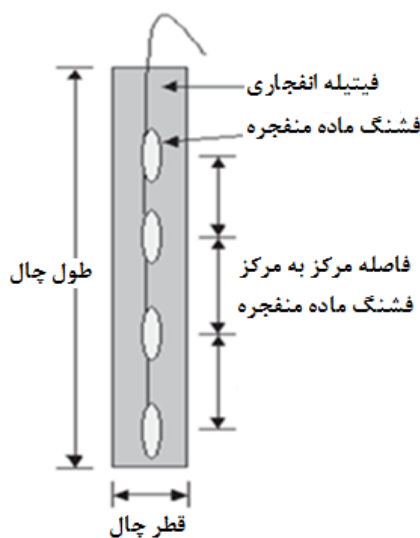
- فاصله مرکز به مرکز فشنگ ماده منفجره (DC)

فاصله مرکز به مرکز فشنگ در طول فیتیله انفجاری در چال با رابطه زیر محاسبه می شود (Oageng et al., 2008).

$$Dc = L \times \frac{M_c}{M_h} \quad (4-3)$$

که در آن Dc فاصله مرکز به مرکز فشنگ بر حسب متر، L طول فشنگ بر حسب متر، M_c جرم ماده منفجره در واحد طول خرج بر حسب کیلوگرم بر متر، M_h جرم ماده منفجره در واحد طول چال بر حسب کیلوگرم بر متر است.

در شکل (۳-۱۱) نحوه قرار گرفتن فشنگ ماده منفجره را در طول چال نشان می دهد.



شکل (۳-۱۱): نحوه قرار گرفتن خرجها در طول چال

۳-۲-۵- کنترل انرژی ورودی و فشار چال

هدف اساسی همه آتشکاری های کنترل شده کاهش انرژی ورودی و فشار چال در دیواره های نهایی معدن است. فشار چال همان گازهای تولید شده در حین آتشکاری است. در یک آتشکاری معمولی هنگامی که

خرج چال جفت شده است فشار چال خیلی بزرگ‌تر از مقاومت سنگ است و تخریب زیادی در اطراف چال به همراه خواهد داشت و یک زون خرد شده در اطراف چال انفجاری شکل می‌گیرد که در آتشکاری کنترل شده باید کاهش یابد.

۳-۲-۵-۱- فشار چال برای خرج جفت شده

فشار چال پارامتر کلیدی آتشکاری کنترل شده پیش‌شکافی است و بایستی در طول مدت زمانی که شکاف‌های چال‌ها به هم می‌رسند حفظ کرد. دو فاکتور مهم چگالی ماده منفجره و سرعت انفجار در به وجود آمدن فشار چال نقش دارند. با استفاده از روابط (۳-۵) و (۳-۶) می‌توان فشار چال را برای خرج‌های جفت شده محاسبه نمود.

$$PB = 228 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0.8\rho_e} \quad (۳-۵)$$

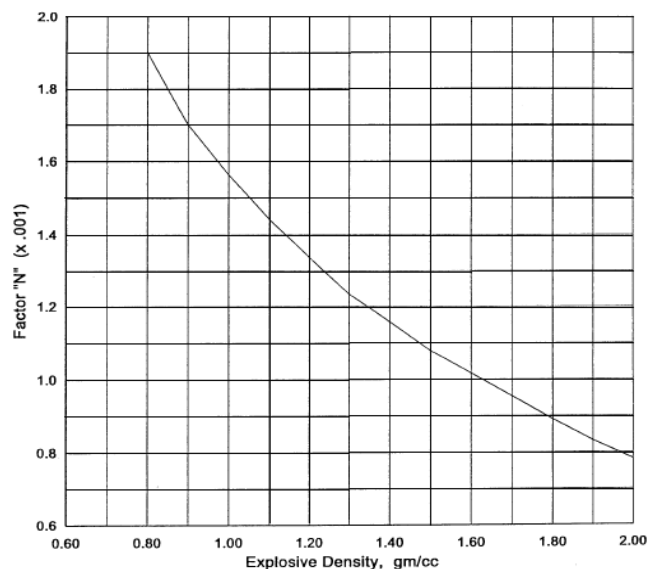
که در آن PB فشار چال برای خرج با جفت‌شدگی یک بر حسب مگاپاسکال، ρ_e چگالی ماده منفجره بر حسب گرم بر سانتی‌متر مکعب و VD سرعت انفجار ماده منفجره محصور شده بر حسب متر بر ثانیه است (Lopez, 1995).

$$(P_b)_c = N\rho_e D^2 \quad (۳-۶)$$

که در آن $(P_b)_c$ فشار چال خرج جفت شده بر حسب مگاپاسکال، ρ_e چگالی ماده منفجره بر حسب گرم بر سانتی‌متر مکعب، D سرعت انفجار ماده منفجره جفت شده متر بر ثانیه، N ثابت تعیین شده بر اساس چگالی‌های مختلف است که از شکل (۳-۱۲) به دست می‌آید (Workman and Calder, 1992).

شاید این معادله نتواند نتایج دقیقی از قدرت انفجار بدهد ولی ثابت شده است که برای طراحی‌های عملی یک ابزار مناسب است. در صورتی که از مواد منفجره‌ای با روکش آلومینیوم‌دار استفاده شود این معادله قابل

استفاده نیست. واکنش اکسیژن با آلومینیوم واکنشی گرمازا است که باعث می شود سرعت انفجار کاهش یابد. در خارج از زون انفجار در اثر شکل گیری سریع واکنش های گرمازا تغییر تعادل به وجود می آید، بنابراین فشار چال واقعی نسبتاً بزرگتر از مقدار محاسبه شده از تئوری سرعت انفجار است. پایین بودن چگالی ماده منفجره فشار چال را کاهش می دهد چون سرعت انفجار کاهش می یابد. جدول (۳-۳) لیستی از فشار چال برای آنفو با چگالی های متفاوت را نشان می دهد (Workman and Calder, 1992).



شکل (۳-۱۲): ثابت N در برابر چگالی ماده منفجره، (Workman and Calder, 1992)

جدول (۳-۳): سرعت انفجار و فشار چال تولید شده با آنفوهاي مختلف (Workman and Calder, 1992)

چگالی آنفو (gms/cm^3)	سرعت انفجار (ft/sec)	سرعت انفجار (m/s)	فشار چال (MPa)
۰/۸	۱۳۵۰۰	۴۱۱۶	۲۵۱۱
۰/۴	۹۲۰۰	۲۸۰۵	۵۸۳
۰/۰۳	۸۲۰۰	۲۵۰۰	۳۴۷
۰/۲۵	۷۰۰۰	۲۱۳۴	۲۱۱
۰/۲	۶۶۰۰	۲۰۱۲	۱۵۰

هنگامی که فشار چال خرج جفت شده حاصل از آتشکاری را نتوان تا حد لازم کاهش داد، روش های

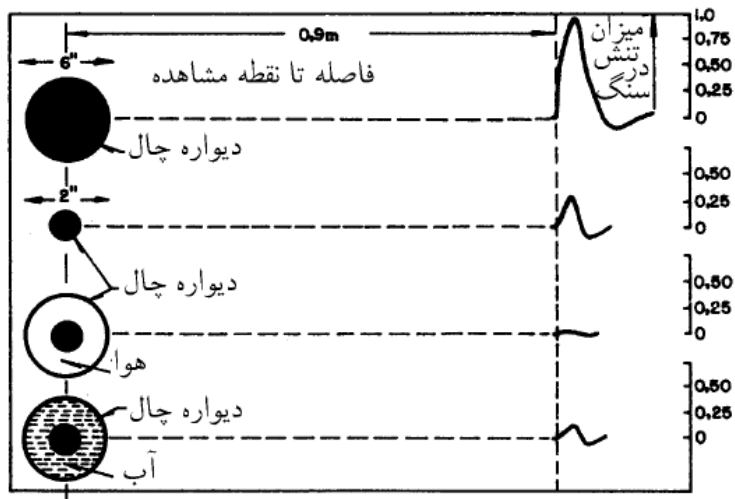
مختلفی برای کاهش فشار چال و در نتیجه کاهش تنش‌های وارده به سنگ وجود دارد که مهندسیین می‌توانند از آن‌ها بهره گیرند.

- اضافه کردن مواد خنثی و هوادار مانند پلی‌استرن، استایروفوم، خرده‌های چوب و ... باعث کاهش چگالی ماده منفجره می‌شود و کاهش سرعت را در پی دارد و طبق روابط (۳-۵) و (۳-۶) فشار چال کاهش می‌یابد.
- با کاهش قطر خرج سرعت انفجار و در نتیجه فشار چال کاهش می‌یابد. حال اگر قطر خرج کم‌تر از قطر بحرانی آن باشد سرعت انفجار و نهایتاً فشار چال به طور چشمگیری کاهش می‌یابد (Lopez, 1995).
- استفاده از خرج‌هایی با قطر کم‌تر از قطر چال باعث ایجاد یک فاصله هوایی بین دیواره چال و خرج می‌شود و کاهش فشار چال را به همراه خواهد داشت. در صورت نیاز به کاهش بیشتر فشار چال می‌توان از فاصله هوایی بین خرج‌ها بهره برد که موضوع قسمت بعد می‌باشد.

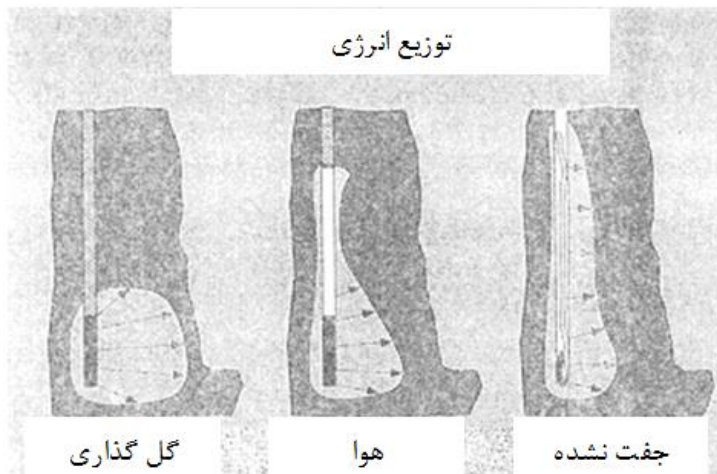
۳-۲-۵-۲- فشار چال خرج‌های جفت نشده

فشار چال حاصل از آتشکاری خرج‌های جفت شده معمولاً به اندازه‌ای است که باعث خرد شدن توده سنگ برجا می‌شود، برای ایجاد پیش‌شکاف بایستی خرج‌گذاری به صورت جفت نشده باشد تا منطقه خرد شده اطراف چال و ترک‌های انحرافی کمینه گردد. به همین منظور بایستی قطر خرج کم‌تر از قطر چال باشد (Britton and Skimore, 1989). به منظور تولید یک شکاف غالب بین هر دو چال محیطی بایستی فشار چال کوچک‌تر از مقاومت فشاری و بزرگ‌تر از مقاومت کششی سنگ باشد (Khoshrou, 1996). شکل‌های (۳-۱۳) و (۳-۱۴) تفاوت بین فشار چال تولید شده با خرج جفت شده، خرج جفت نشده، هوا یا آب را نشان می‌دهد. از اشکال مذکور مشاهده می‌گردد که خرج‌گذاری به صورت جفت نشده کم‌ترین انرژی و

فشار چال در اثر آتشکاری دارد. همچنین با خرج گذاری جفت نشده توزیع انرژی آتشکاری در طول دیواره چال یکنواخت تر است.



شکل (۳-۱۳): تنش‌های دینامیکی ایجاد شده در سنگ با انواع خرج گذاری (Lopez, 1995)



شکل (۳-۱۴) نحوه توزیع انرژی در حالت‌های گل گذاری، جفت نشده و هوا (لادریان، ۱۳۷۸)

هنگامی که یک خرج جفت نشده در یک چال انفجاری آتش می‌شود قبل از این که فشار چال اعمال شود، گازهای انفجاری باید حجم چال را پر کنند. بنابراین فشار چال خرج جفت نشده به مراتب کم‌تر از فشار

چال خرج جفت شده است. با استفاده از روابط (۷-۳) و (۸-۳) می توان فشار چال را برای خرج گذاری به صورت جفت نشده محاسبه نمود.

$$PB_e = PB \times \left[\sqrt{C_1} \frac{d}{D} \right]^{2.4} \quad (7-3)$$

که در آن PB_e فشار چال برای خرج جفت نشده، PB فشار چال برای خرج جفت شده بر حسب مگاپاسکال، d قطر خرج، D قطر چال و C_1 درصد خرج گذاری طول ستون ماده منفجره (خرج گذاری پیوسته $C_1 = 1$) است (Lopez, 1995).

$$(P_b)_{dc} = (P_b)_c \times (C.R.)^{2.4} \quad (8-3)$$

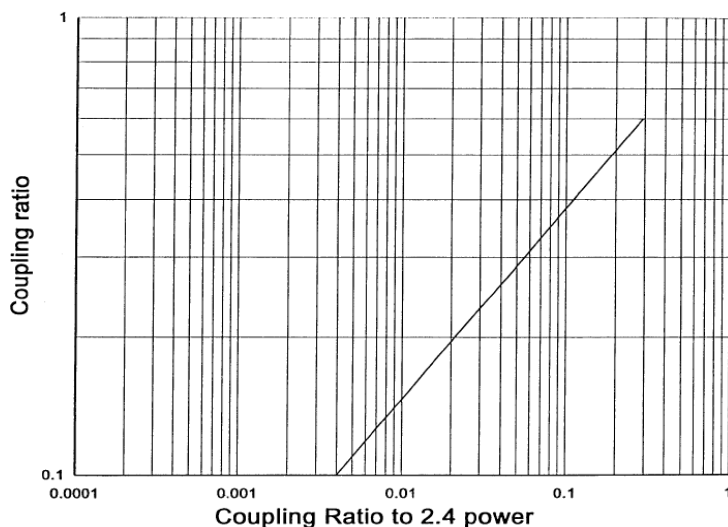
که در آن $(P_b)_{dc}$ فشار چال برای خرج جفت نشده یا خرج گذاری منقطع^۱ بر حسب مگاپاسکال، $(P_b)_c$ فشار چال برای خرج جفت شده بر حسب مگاپاسکال و $C.R.$ نسبت جفت شدگی است (Workman and Calder, 1992).

نسبت جفت شدگی به صورت زیر است:

$$C.R. = \sqrt{C} \times \left(\frac{d_c}{d_h} \right) \quad (9-3)$$

که در آن C درصد حقیقی ستون ماده منفجره بارگذاری شده، d_c قطر خرج و d_h قطر چال است. ارتباط بین نسبت جفت شدگی با نسبت جفت شدگی به توان $2/4$ در شکل (۳-۱۵) آمده است، که با داشتن یکی می توان دیگری را به دست آورد (Workman and Calder, 1992).

^۱ - Decking



شکل (۳-۱۵): ارتباط بین نسبت جفت‌شدگی با نسبت جفت‌شدگی به توان ۲/۴ (Workman and Calder, 1992)

همچنین فشار چال مؤثر در چال‌های پیش‌شکافی را می‌توان از رابطه (۳-۱۰) مجاسبه نمود (Chiappetta, 2001):

$$P_b = 1.69 \times 10^{-3} \times \rho \times (\text{VOD})^2 \times (r_e/r_h)^{2.6} \quad (3-10)$$

که در آن P_b فشار چال بر حسب psi، ρ چگالی ماده منفجره بر حسب گرم بر سانتی‌متر مکعب، VOD سرعت انفجار ماده منفجره بر حسب ft/s، r_e شعاع خرج بر حسب اینچ و r_h شعاع چال بر حسب اینچ می‌باشد.

معمولاً بهتر است که فشار چال ۴۰ تا ۶۰ درصد مقاومت فشاری دینامیکی سنگ باشد، که این مقدار برای ایجاد یک پیش‌شکاف بهینه نیاز است (Singh and Roy, 2010).

۳-۳- ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده پیش شکافی

اگر چه آتشکاری به عنوان یک روش ارزان قیمت برای خردایش در سنگ مطرح است، اما هزینه‌های ناشی

از خسارت ممکن است این روش را ناکارآمد کند. برای رسیدن به نتیجه مناسب در عملیات آتشکاری کنترل شده بایستی نتایج به دست آمده از دو یا سه مرحله اول را جمع‌آوری و تجزیه و تحلیل نمود. حاصل این بررسی‌ها تصحیحاتی است که در دوره‌های آتشکاری بعدی در پارامترهای طراحی اعمال می‌شود. این امر اساس کار بهینه‌سازی یک طرح آتشکاری است. در واقع ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده مهمترین بخش عملیات آتشکاری است تا بر اساس آن در دوره‌های بعدی آتشکاری نتیجه بهتری به دست آید.

برای ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده روش‌های مختلفی وجود دارد، از جمله این روش‌ها می‌توان به روش‌های مشاهداتی (استفاده از گمانه‌های مشاهداتی، استفاده از فاکتور HCF و فاکتور QCB)، روش‌های ژئوفیزیکی (نقشه‌برداری شکستگی‌ها با استفاده از لیزر و تکنولوژی مافوق صوت)، ارزیابی خسارت با استفاده از طبقه‌بندی توده سنگ، ارزیابی شکستگی‌های بیش از حد با توجه به فشار انفجار، ارزیابی خسارت با آنالیز حساسیت پارامترهای مفید و غیر مفید و ارزیابی خسارت بر مبنای پارامترهای لرزش زمین اشاره کرد. می‌توان نتایج را از لحاظ کمی و کیفی مورد ارزیابی قرار داد. برای ارزیابی کمی و کیفی نتایج آتشکاری کنترل شده روش‌های مختلفی وجود دارد که در ادامه آورده شده است.

۳-۳-۱- روش‌های کیفی ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده

در این روش‌ها با توجه به شکل صدمه وارد شده به دیواره علت احتمالی و راه‌حل پیشنهادی مطابق جدول (۳-۴) ارائه شده است.

جدول (۳-۴): ارزیابی کیفی نتایج آتشکاری کنترل شده با مشاهده و بررسی سطح دیواره (Lopez J., 1995)

نوع صدمه به دیواره	علت احتمالی	راه حل پیشنهادی
عقب زدگی	تراکم بیش از حد خرج در چال (خرج گذاری منقطع نامناسب) یا نزدیک بودن چال ها به هم	استفاده از یک روش خرج گذاری با جفت نشدگی مناسب و خرج گذاری منقطع، افزایش فاصله داری، نزدیک کردن چال های ضربه گیر، فشار چال کاهش و استفاده از تأخیرهای مناسب در ردیف ضربه گیر
عقب زدگی حول چالها	بیشتر بودن فشار چال از مقاومت دینامیکی سنگ	برای آتشکاری پیش شکافی استفاده از خرج گذاری جفت نشده یا منقطع، برای آتشکاری بالشتکی کاهش بار سنگ و استفاده از خرج گذاری جفت نشده یا منقطع
بین چالها عقب زدگی	فاصله داری کم	فاصله داری افزایش یابد
برآمدگی سنگها از خط برش مورد نظر و خردشدگی ضعیف	فاصله داری زیاد	فاصله داری کاهش و فاکتور پودر افزایش یابد

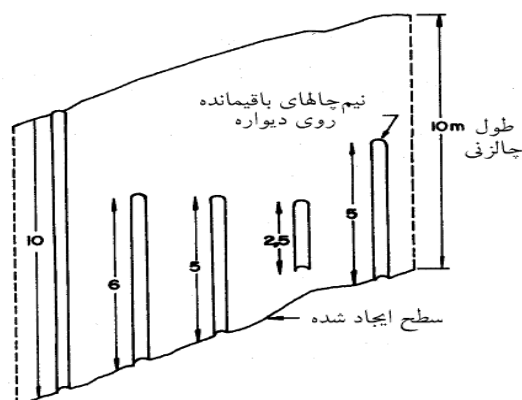
۳-۳-۲- روش های کمی ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده

در این روش ها نتایج حاصل از آتشکاری پیش شکافی به صورت یک عدد بیان می شود. این روش ها شامل فاکتور HCF و فاکتور QCB می باشد که در ادامه توضیح داده می شود.

۳-۳-۱- فاکتور HCF

یکی از روش های کمی ارزیابی نتایج آتشکاری کنترل شده محاسبه ضریب نیم چال های باقیمانده (HCF) است. این ضریب به صورت نسبت طول نیم چال های باقی مانده به کل طول چالزنی تعریف می شود (Lopez, 1995). شکل (۳-۱۷) نیم چالی های روی دیواره را نشان می دهد.

$$HCF = \frac{\text{طول نیم چال های باقیمانده روی دیواره نهایی پس از آتشکاری}}{\text{طول کل چال های حفر شده روی دیواره نهایی}} \times 100 \quad (۳-۱۱)$$



شکل (۳-۱۷): محاسبه ضریب نیم‌چال‌ها (HCF) (Lopez, 1995)

فاکتور HCF دارای نواقصی است که برخی از آن‌ها عبارتند از:

- با استفاده از این فاکتور قضاوت به صورت سلیقه‌ای است. یعنی این که برای یک میزان مشخص HCF ممکن است نظرات متفاوتی در ارتباط با نتیجه عملیات آتشکاری کنترل شده ارائه شود.
 - اگر چال‌های محیطی در محدوده ریزشی چالزنی شوند، به طور قطع پس از آتشکاری نمی‌توان میزان مطلوبی از داغ چال مشاهده نمود.
 - اگر روش آتشکاری ضربه‌گیر استفاده شود، پس از آتشکاری داغ چالی بر روی دیواره باقی نمانده و بنابراین ضریب HCF آن صفر است.
 - اگر از خرج‌گذاری منقطع در چال‌های محیطی استفاده شود، به دلیل تماس قسمتی از دیواره با ماده منفجره پس از آتشکاری اثری از نیم‌چال باقی نمی‌ماند. در این حالت ضریب HCF حتی در صورتی که بهترین نتیجه به دست آید دارای مقداری کم‌تر از ۱۰۰ درصد خواهد بود.
- با توجه به معایب مطرح شده از فاکتور HCF در ادامه فاکتور QCB مطرح می‌شود که موارد ذکر شده را در نظر می‌گیرد.

۳-۲-۲-۳- فاکتور QCB

روش دیگر برای ارزیابی کمی نتایج آتشکاری کنترل شده استفاده از فاکتور QCB می‌باشد. این فاکتور قادر است با در نظر گرفتن یازده پارامتر و امتیازدهی به تأثیر عوامل در نظر گرفته شده، نتیجه یک عملیات آتشکاری کنترل شده را مورد بررسی قرار دهد (خوشرو و ملک‌زاده، ۱۳۸۶). هفت پارامتر آن به عوامل جبری مانند وضعیت درزه و شکاف‌ها، روش خرج‌گذاری چال‌های کنترلی، روش آتشکاری کنترل شده مورد استفاده، وضعیت ریزش چال‌های کنترلی، فاصله‌داری درزه‌ها، میزان درزه‌ها در واحد حجم سنگ و مقاومت مواد پرکننده درزه‌ها بستگی دارد. با استفاده از این پارامترها می‌توان نسبت به تأثیر عوامل جبری بر چهار فاکتور دیگر قضاوت نمود. این چهار فاکتور شامل میزان عقب‌زدگی، فاکتور HCF، صافی دیواره و ضریب نصف محیط داغ چال باقیمانده می‌باشد. در نتیجه با توجه به هفت پارامتر ذکر شده ضرایب تعدیلی برای چهار پارامتر دیگر تعیین شده و فاکتور QCB محاسبه می‌شود (Anon, 1987). در نهایت فاکتور QCB می‌تواند با قضاوتی عادلانه، نتایج یک عملیات آتشکاری کنترل شده را مورد بررسی قرار دهد. به‌عنوان مثال نمی‌توان انتظار داشت در شرایطی که چال‌های حفر شده دارای ریزش هستند، اثر زیادی از داغ چال باقی بماند. در واقع در صورتی که در این شرایط داغ چال حتی به میزان کم نیز باقی بماند این میزان دارای ارزش زیادی بوده و ارزش آن با حالتی که سنگ بکر و مناسب بوده و داغ چال‌های کنترلی نیز به صورت خیلی مناسبی باقیمانده‌اند، برابری می‌نماید (خوشرو و ملک‌زاده، ۱۳۸۶).

برای به دست آوردن رابطه QCB بایستی چهار فاکتور زیر محاسبه شوند:

الف - محاسبه فاکتور HCF

فاکتور HCF با توجه به نقص‌های موجود به صورت زیر تصحیح می‌شود.

$$HCF = \frac{L}{P} \quad (۱۲-۳)$$

که در آن L کل طول داغ چال باقیمانده برای کل چال‌های کنترلی، P حداکثر میزانی که داغ چال باقی می‌ماند بر حسب متر که به صورت زیر محاسبه می‌شود:

$$P = NOH \times (H - ((2NOD - 1) \times \left(\frac{T}{2}\right) + DH)) \quad (13-3)$$

که در آن NOH تعداد چال‌ها، H ارتفاع طراحی شده برای هر چال کنترلی بر حسب متر، NOD تعداد خرج‌گذاری منقطع در هر چال، T قطر چال بر حسب متر، DH طول کلی خرج به کار رفته در هر چال کنترلی بر حسب متر

ب- محاسبه میزان متوسط عقب‌زدگی (BB)

پس از انجام هر آزمایش میزان عقب‌زدگی به صورت یک میزان متوسط بررسی شده و مقدار میانگین آن بر حسب متر ارائه می‌شود.

ج- محاسبه میانگین درصد نصف محیط چال‌های کنترلی (ACH)

اگر پس از آتشکاری کنترل شده دقیقاً نصف محیط چال باقی بماند این آتشکاری از لحاظ میزان محیط باقیمانده در وضعیت عالی قرار دارد. هر چه میزان محیط چال باقیمانده کم‌تر از نصف محیط اولیه چال باشد میزان به دست آمده نامطلوب‌تر است. طریقه محاسبه ACH به صورت زیر می‌باشد:

در حالتی که محیط باقیمانده از چال کم‌تر از نصف محیط چال مورد نظر باشد:

$$ACH = \frac{8 \times AACH}{\pi \times \varphi^2} \quad (14-3)$$

و در حالتی که محیط باقی‌مانده از چال بیشتر از نصف محیط چال مورد نظر باشد:

$$ACH = \frac{8 \times (0.25 \times \pi \times \varphi^2 - AACH)}{\pi \times \varphi^2} \quad (15-3)$$

که در آن‌ها ACH درصد نصف محیط چال‌های کنترلی، $AACH$ میزان محیط واقعی به دست آمده از چال‌های کنترلی بر حسب سانتی‌متر، φ قطر چال بر حسب سانتی‌متر است.

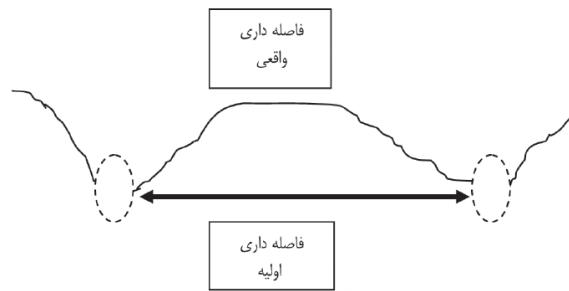
با محاسبه میانگین ACH برای تمام طول هر چال و میانگین گیری از تمام ACH های حاصل از تمامی چال های کنترلی می توان میزان ACH را برای عملیات آتشکاری کنترل شده مورد نظر محاسبه نمود.

د- محاسبه میانگین درصد فاصله داری چال های کنترلی (SCH)

برای دستیابی به یک دیواره صاف باید شکاف ایجاد شده در بین چال های کنترلی به صورتی باشد که میزان فاصله داری اولیه برای چال های کنترلی حفظ گردد. با توجه به شکل (۳-۱۸) میزان SCH از طریق رابطه زیر محاسبه می شود:

$$SCH = \frac{S}{AS} \quad (3-16)$$

که در آن AS میزان واقعی و به دست آمده فاصله داری چال های کنترلی بر حسب سانتی متر، S میزان اولیه فاصله داری چال های کنترلی بر حسب سانتی متر است. شکل (۳-۱۸) وضعیت فاصله داری چال های پیش شکاف را نشان می دهد.



شکل (۳-۱۸): وضعیت فاصله داری چال های کنترلی پس از آتشکاری

با توجه به محاسبه ضرایب ذکر شده فاکتور QCB از رابطه زیر محاسبه می شود:

$$QCB = A(HCF) + \frac{1}{B(BB)} + C(ACH) + D(SCH) \quad (3-17)$$

که در آن A و B و C و D ضرایب تعدیلی هستند و با توجه به عوامل مؤثر بر فاکتورهای ذکر شده تعیین می شوند. این عوامل عبارتند از: ریزشی بودن چال ها، روش آتشکاری مورد استفاده، وضعیت خردشدگی

سنگ‌ها (J_V)، امتداد و شیب دسته درزه‌ها و گسل‌ها نسبت به امتداد چال‌های کنترلی، روش خرج‌گذاری چال‌های کنترلی و وضعیت پرشدگی دسته درزه‌ها (ملک‌زاده ش.ب.، خوشرو س.ح.، ۱۳۸۶).

در صورت استفاده از روش آتشکاری ضربه‌گیر به دلیل عدم استفاده از چال‌های کنترلی و عدم مشاهده داغ چال میزان $A(HCF)$ و $C(ACH)$ از روابط زیر محاسبه می‌شود:

$$A(HCF) = -0.2234 \ln(BB) + 0.4988 \quad (18-3)$$

$$C(ACH) = -0.2227 \ln(BB) + 0.4614 \quad (19-3)$$

در ادامه جداول (۳-۵) تا (۳-۸) برای محاسبه مجموع امتیازهای به دست آمده برای هر فاکتور آورده شده است. در جداول ارائه شده میزانی به عنوان فاکتور پاکسازی (RDF) تعریف شده است. برای محاسبه فاکتور پاکسازی باید میزان متوسط ریزش را از رابطه (۳-۲۰) به دست آورد (خوشرو و ملک‌زاده، ۱۳۸۶).

$$F = \frac{\sum_{i=1}^{TH} LH_i - ALH_i}{TH} \quad (20-3)$$

که در آن F میزان متوسط ریزش برای هر چال بر حسب متر، LH_i میزان طول چال نام بر حسب متر، ALH_i میزان طول چال نام پس از ریزش چال بر حسب متر و TH تعداد کل چال‌های حفر شده است. فاکتور پاکسازی (RDF) از رابطه زیر محاسبه می‌شود:

$$RDF = -0.553F^2 + 0.5561F - 0.1781 \quad (21-3)$$

جدول (۳-۵): تعیین جمع امتیازات برای فاکتور HCF (خوشرو و ملکزاده، ۱۳۸۶)

فاکتور HCF					
$RDF > 0.5$		$0.2 < RDF < 0.5$		$RDF < 0.2$	فاکتور پاکسازی
۱۰		۵		۱	امتیاز
روش آتشکاری ضربه گیر			سایر روش های آتشکاری کنترل شده		روش آتشکاری کنترل شده مورد استفاده
$A \times HCF = -0.2234 \ln(BB) + 0.4988$			۰		امتیاز
$J_V > 30$	$10 < J_V < 30$	$3 < J_V < 10$	$1 < J_V < 3$	$J_V < 1$	وضعیت خردشدگی سنگها
۱۰	۶	۳	۲	۱	امتیاز
					مجموع

جدول (۳-۶): تعیین جمع امتیازات برای فاکتور SCH (خوشرو و ملکزاده، ۱۳۸۶)

فاکتور SCH					
زاویه بین امتداد درزه ها و امتداد چال ها بیش از ۸۵ درجه باشد		زاویه بین امتداد درزه ها و امتداد چال ها بین ۴۵ تا ۸۵ درجه باشد		زاویه بین امتداد درزه ها و امتداد چال ها یکی باشد (۰-۲۵ درجه)	امتیاز
۵		۲		۸	۱
$J_V > 30$	$10 < J_V < 30$	$3 < J_V < 10$	$1 < J_V < 3$	$J_V < 1$	وضعیت خردشدگی سنگها
۱۰	۶	۳	۲	۱	امتیاز
					مجموع

جدول (۷-۳): تعیین جمع امتیازات برای فاکتور ACH (خوشرو و ملک‌زاده، ۱۳۸۶)

فاکتور ACH					
$RDF > 0.5$		$0.2 < RDF < 0.5$		$RDF < 0.2$	فاکتور پاکسازی
۱۰		۵		۱	امتیاز
روش آتشکاری ضربه‌گیر		حفاری خطی	روش کنترل شکاف	سایر روش‌های آتشکاری کنترلی	روش آتشکاری مورد استفاده
$C \times ACH = -0.2227 \ln(BB) + 0.46$		۱۰	۱	۵	امتیاز
$J_V > 30$	$10 < J_V < 30$	$3 < J_V < 10$	$1 < J_V < 3$	$J_V < 1$	وضعیت خردشدگی سنگ‌ها
۱۰	۶	۳	۲	۱	امتیاز
به همراه ترکیبی از مواد دیگر (نمک و غیر)		منقطع		جفت نشده	روش خرج‌گذاری چال‌ها
۳		۲		۱	امتیاز
					مجموع

جدول (۸-۳): تعیین جمع امتیازات برای فاکتور BB (خوشرو و ملک‌زاده، ۱۳۸۶)

فاکتور BB					
زاویه بین امتداد درزه‌ها و چال‌های کنترلی یکی است (۰ - ۲۵) و جهت شیب آن‌ها هم جهت با شیب سینه‌کار		زاویه بین امتداد درزه‌ها و چال‌های کنترلی یکی است (۰ - ۲۵) و جهت شیب آن‌ها خلاف جهت شیب سینه‌کار		امتیاز	امتداد و شیب دسته درزه‌ها
زاویه بین امتداد درزه‌ها و چال‌های کنترلی بیش از ۴۵ درجه باشد		زاویه بین امتداد درزه‌ها و چال‌های کنترلی ۲۵ تا ۴۵ درجه باشد		۱۰	۱
۲		۴		۱	امتیاز
بیش از ۱ متر		بین ۰/۱ الی ۱ متر		کمتر از ۱۰ سانتی‌متر	فاصله‌داری درزه‌ها
۲		۵		۱۰	امتیاز
چال کنترلی نداریم		به همراه ترکیبی از مواد دیگر (نمک و غیر)		منقطع	روش خرج‌گذاری چال‌ها
۰		۳		۲	۱
۰		۳		۲	امتیاز
پر شده با موادی که مقاومت آن‌ها از مقاومت سنگ دربرگیرنده بیشتر است		پر شده با موادی که مقاومت آن‌ها از مقاومت سنگ دربرگیرنده کم‌تر است		پر نشده	وضعیت پرشدگی درزه‌ها
۱		۴		۷	امتیاز
$J_V > 30$	$10 < J_V < 30$	$3 < J_V < 10$	$1 < J_V < 3$	$J_V < 1$	وضعیت خردشدگی سنگ‌ها
۱۰	۶	۳	۲	۱	امتیاز
					مجموع

در نهایت با توجه به امتیازهای به دست آمده برای هر فاکتور و با استفاده از جداول (۳-۹) تا (۳-۱۲)

میزان ضرایب مربوط به هر فاکتور تعیین می شود:

جدول (۳-۹): تعیین ضریب A با استفاده از امتیازهای به دست آمده (خوشرو و ملکزاده، ۱۳۸۶)

امتیاز HCF	> ۱۵	۱۵ الی ۸	۳ الی ۸	< ۳
ضریب A	۱.۶۹	۱.۴۶	۱.۲۳	۱
وضعیت	نامناسب	متوسط	خوب	عالی

جدول (۳-۱۰): تعیین ضریب B با استفاده از امتیازهای به دست آمده (خوشرو و ملکزاده، ۱۳۸۶)

امتیاز BB	> ۲۵	۱۷ الی ۲۵	۹ الی ۱۷	< ۹
ضریب B	۰.۵۵	۰.۷	۰.۸۵	۱
وضعیت	نامناسب	متوسط	خوب	عالی

جدول (۳-۱۱): تعیین میزان ضریب C با استفاده از امتیازهای به دست آمده (خوشرو و ملکزاده، ۱۳۸۶)

امتیاز ACH	> ۲۰	۱۵ الی ۲۰	۸ الی ۱۵	< ۸
ضریب C	۱.۶۲	۱.۴	۱.۲۱	۱
وضعیت	نامناسب	متوسط	خوب	عالی

جدول (۳-۱۲): تعیین میزان ضریب D با استفاده از امتیازهای به دست آمده (خوشرو و ملکزاده، ۱۳۸۶)

امتیاز SCH	> ۱۲	۷ الی ۱۲	۴ الی ۷	< ۴
ضریب D	۱.۶۲	۱.۴	۱.۲۱	۱
وضعیت	نامناسب	متوسط	خوب	عالی

پس از تعیین ضرایب A، B، C و D و قرار دادن در رابطه (۳-۱۷)، میزان QCB محاسبه می شود و با توجه به جدول (۳-۱۳) کیفیت عملیات آتشکاری کنترل شده به دست می آید.

جدول (۳-۱۳): تعیین کیفیت آتشکاری کنترل شده با استفاده از ضریب QCB (خوشرو و ملکزاده، ۱۳۸۶)

$QCB > 7.41$	عالی
$4.114 < QCB < 7.41$	خوب
$1.86 < QCB < 4.114$	متوسط
$QCB < 1.86$	نامناسب

فصل چهارم:

طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده معدن شماره ۱ کل کهر

۴-۱- مقدمه

با نزدیک شدن آتشکاری‌های معدن به دیواره نهائی، انجام آتشکاری‌های تولیدی با الگوهای فعلی می‌تواند به دیواره نهائی آسیب جدی وارد نماید و پایداری آن را کاهش دهد. به طوری که ریزش‌های ناشی از گسل و درزه و شکاف‌ها در دیواره‌های نهایی از مشکلات امروز معدن گل گهر می‌باشد. بنابراین به منظور استخراج بخش باقیمانده ذخیره و با توجه به روند طرح گسترش معدن و لاجرم عمیق‌تر شدن معدن در سال‌های آتی، بایستی از الگوهای ویژه که به روش‌های آتشکاری کنترل شده موسومند، در مجاورت دیواره نهائی استفاده نمود. به دلیل وجود درزه و گسل‌های متعدد در محدوده استخراج شده، سنگ‌های موجود در این منطقه به شدت خردشده بوده به طوری که انجام عملیات آتشکاری کنترل شده را با مشکلات بسیاری روبرو کرده است. در این فصل ابتدا مختصری در مورد عملیات طراحی آتشکاری کنترل شده توضیح داده می‌شود. در ادامه اطلاعات و داده‌های مورد نیاز برای طراحی الگو (مواد منفجره در دسترس و آزمایش‌های مکانیک سنگی) آورده می‌شود. پس از آن با توجه شرایط ریزشی بودن دیواره‌ها محل‌های مورد نیاز برای انجام آزمایش‌ها مشخص و آزمایش‌ها به منظور ایجاد دیواره سالم انجام می‌شود.

۴-۲- عملیات طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده

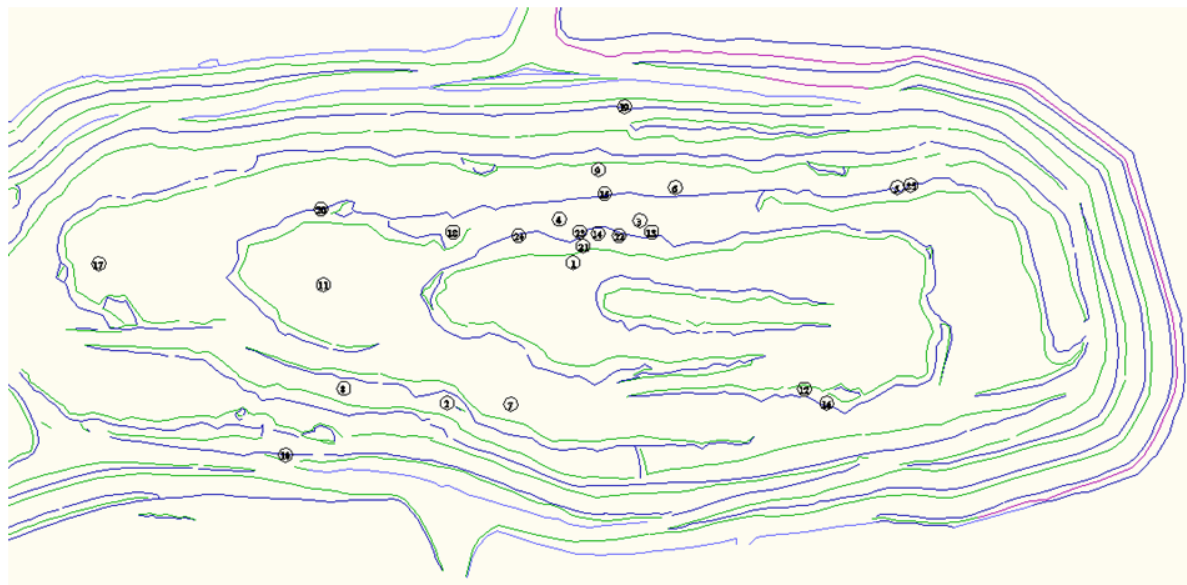
عملیات آتشکاری کنترل شده مانند آتشکاری تولیدی نیاز به آزمایش طراحی‌های صورت گرفته داشته و روابط ریاضی موجود فقط می‌توانند در ابتدای عملیات طراحی مفید واقع شوند. طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده بایستی با توجه به تجهیزات و محدودیت‌های معدن شماره یک گل گهر صورت گیرد. برای انجام عملیات آتشکاری در دیواره‌های نهایی عموماً سه نوع چال (چال‌های کنترلی، چال‌های ضربه‌گیر و چال‌های

تولیدی) در نظر گرفته می‌شود. برای رسیدن به الگوی مناسب کنترل شده در دیواره‌های نهایی، آزمایش‌هایی انجام گرفته و با نتیجه‌گیری و ارزیابی نتایج، الگوی مناسب پیشنهاد می‌گردد. به طور کلی به منظور طراحی الگوی آتشکاری کنترل شده برای معدن شماره ۱ گل گهر کارهای زیر صورت گرفت:

- مستقر شدن در محل معدن و هماهنگ شدن با دفتر طراحی و زمین شناسی معدن
- بازدید مداوم از معدن به خصوص بعد از انجام آتشکاری‌های تولیدی و تشخیص دیواره‌های ریزشی
- معرفی مواد منفجره در دسترس و مورد استفاده در شرایط خشک و آبدار
- برداشت نمونه سنگ معدن و انجام آزمایش‌های مکانیک سنگی مورد نیاز
- طراحی الگوی چالزنی و خرج گذاری الگوی آتشکاری کنترل شده با استفاده از نتایج فوق
- اجرای عملیات آتشکاری کنترل شده مذکور در یکی از دیواره‌های معدن
- ارزیابی نتایج، اصلاح و تغییر بعضی پارامترهای چالزنی و خرج گذاری آتشکاری کنترل شده
- اجرای نتایج مذکور در یکی از دیواره‌ها برای بدست آوردن نتایج نهایی

۴-۳- مشخص کردن مناطق مستعد ریزش در دیواره‌ها

برای انجام آزمایش‌ها ابتدا دیواره‌های معدن از لحاظ وضعیت ریزشی بودن مورد بازدید قرار گرفت و مناطق مستعد ریزش در اثر آتشکاری تولیدی بررسی و مشخص شد. شیب دیواره‌های معدن ۷۰ درجه، ارتفاع پله‌ها ۱۵ متر و شامل ۲۱ پله می‌باشد. در شکل (۴-۱) پراکندگی ریزش دیواره‌ها را در معدن شماره ۱ گل گهر نشان می‌دهد.



شکل (۱-۴): وضعیت پراکندگی ریزش‌های معدن شماره ۱ گل گهر تا آخر سال ۱۳۸۹

دیواره‌های شمالی و جنوبی در پله‌های ۱۱ و ۱۲ به دلیل تعدد گسل‌ها، درزه و شکستگی‌های زیاد که منجر به خرد شدن توده سنگ شده و مرز بین ماده معدنی و باطله در مجاورت دیواره نهایی جهت انجام آزمایش آتشفشاری کنترل شده مناطق مناسبی می‌باشد. شکل‌های (۲-۴) و (۳-۴) نمایی از دیواره‌های شمالی و جنوبی معدن گل گهر را در مرداد ماه ۱۳۹۰ نشان می‌دهد.



شکل (۲-۴): وضعیت نامطلوب دیواره‌های معدن شماره ۱ گل گهر در سمت شمالی معدن



شکل (۳-۴): نمایی از دیواره‌های جنوبی معدن شماره ۱ گل گهر و مشاهده وضعیت ریزشی دیواره‌ها

۴-۴- مواد منفجره مورد استفاده معدن شماره ۱ گل گهر

در معدن شماره ۱ گل گهر خرج گذاری چال‌های آتشکاری با در نظر گرفتن خشک یا آبدار بودن چال انجام می‌شود. چال‌ها زمانی آبدار در نظر گرفته می‌شوند که عمق آب آن‌ها از ۳ متر بیشتر باشد. خرج گذاری چال‌های تولیدی در حالت خشک از آنفو و در بعضی موارد برای خرج ته چال به منظور جلوگیری از به وجود آمدن پاشنه از پودر آذر استفاده می‌شود. همچنین برای چال‌های آبدار که عمق آب آن‌ها از ۳ متر تجاوز کند، در صورت عدم آبکشی از امولایت که ماده منفجره ضد آب است، استفاده می‌شود. برای آتشکاری کنترل شده در دیواره‌های نهایی با توجه به محدودیت استفاده از انواع مواد منفجره و مواد منفجره مخصوص، چال‌های پیش‌شکافی نیاز به ماده منفجره‌ای با طراحی مناسب خرج گذاری دارند که در عین داشتن قدرت لازم برای ایجاد شکاف در راستای پیش‌شکاف از صدمه زدن به دیواره نهایی جلوگیری شود. در جدول (۱-۴) و جدول (۲-۴) مشخصات مواد منفجره و بوسترهای مورد استفاده در معدن شماره ۱

گل گهر آورده شده است.

جدول (۱-۴): مشخصات مواد منفجره

ماده منفجره	چگالی (گرم بر سی سی)	سرعت (متر بر ثانیه)
آنفو	۰/۸۵	۳۲۰۰
امولایت	۱/۴	۴۵۰۰
پودر آذر	۱/۱۵	۳۰۰۰

جدول (۲-۴): مشخصات بوسترها

ابعاد بوستر (طول×قطر)، میلی متر مربع	وزن بوستر، پوند	مورد مصرف
۷۵×۱۲۰	۲	چال های تولیدی
۵۵×۱۲۰	۱	
۵۰×۱۲۰	۳/۴	چال های ضربه گیر
۴۵×۱۲۰	۱/۲	
۳۵×۱۲۰	۱/۳	چال های پیش شکافی

۴-۵- آزمایش های مکانیک سنگی

برای انجام مطالعات آتشکاری کنترل شده به منظور پایداری شیب معدن شماره ۱ گل گهر نیاز به انجام آزمایش های آزمایشگاهی احساس گردید. بنابراین از سنگهای مختلف از سینه کارهای معدن و سنگ های آتشکاری شده نمونه برداشت شد. این نمونه ها به آزمایشگاه مکانیک سنگ منتقل گردید و پس از آماده سازی، آزمایش های مختلف بر روی آنها انجام گرفت. خواص ژئومکانیکی سنگ های معدن شماره ۱ در جدول (۳-۴) آورده شده است. در هر سطر کران پایین و کران بالای هر یک از خصوصیات سنگ آورده شده است.

جدول (۴-۳): خصوصیات فیزیکی- مکانیکی سنگ‌های معدن ۱ گل گهر

سنگ شناسی					خصوصیات سنگ
آمفیبولیت شیست	کوارتز شیست	کلریت شیست	هماتیت	مگنتیت	
۲/۷۶	۲/۶۳	۲/۷۶	۳/۶۵	۴/۱۵	چگالی (gr/cc)
۳/۰۲	۲/۸۴	۲/۹۵	۴/۳۵	۴/۶۲	
۱۸/۶	۳۵/۱	۳۳/۷	۳۰/۸	۳۵/۲	مقاومت فشاری
۷۷/۳	۱۷۱/۴	۱۵۵/۱	۱۱۴/۸	۱۷۶/۲	تک محوره (Mpa)
۱۲/۱	۶/۹۹	۸/۲۴	۴/۶۳	۵/۵	مقاومت کششی
۱۷/۸	۹/۴۲	۱۸/۴۲	۱۰/۵۲	۱۴/۶۲	(Mpa)

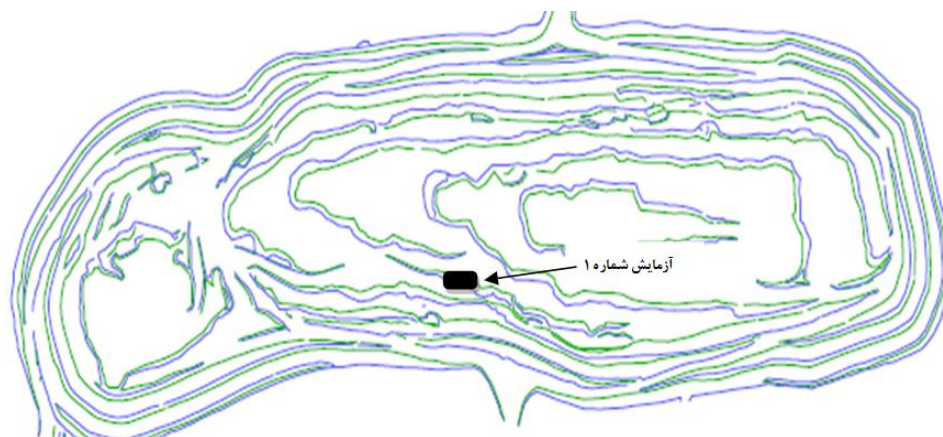
آزمایش اول در دیواره جنوبی معدن با هدف کنترل دیواره در اثر آتشکاری، کاهش لطمات وارده و جلوگیری از ریزش انجام شد. قبل از انجام آزمایش اول محاسبات مربوط به آتشکاری کنترل شده انجام شد که در ادامه توضیح داده می شود.

۴-۶- آزمایش اول

موقعیت و مشخصات آزمایش اول در جدول (۴-۴) و شکل (۴-۴) آمده است.

جدول (۴-۴): آزمایش شماره ۱

دیواره جنوبی معدن شماره ۱، پله ۱۱	موقعیت آزمایش
(X: ۱۰۱۲۵۰, Y: ۶۰۰۱۵۰, Z: ۱۶۵۰)	مختصات مرکز محل آزمایش
سنگ آهن (مگنتیت)	جنس مواد بلوک
متوسط آبداری ۴ چال ۰/۵ متر است و در مجموع این الگو خشک به حساب می آید.	وضعیت آبداری



شکل (۴-۴): موقعیت آزمایش اول

میزان شکستگی‌های سنگ را به خوبی می‌توان به وسیله شاخص کیفیت توده سنگ (RQD) تعیین کرد. با برداشت درزه‌ها روی دیواره مورد نظر، توده سنگ دارای سه دسته درزه عمده بود. فاصله‌داری بیشتر درزه‌ها بین $0/3$ تا $1/5$ متر می‌باشد. این اختلاف زیاد فاصله‌داری درزه‌ها حاکی از درز و شکاف فراوان در توده سنگ مورد نظر برای آتشکاری کنترل شده است. RQD توده سنگ آزمایش اول ۲۰ تا ۳۰ درصد می‌باشد. شکل (۴-۵) عکس از دیواره آزمایش اول را قبل از آتشکاری نشان می‌دهد.



شکل (۴-۵): دیواره آزمایش اول به سمت جنوب قبل از آتشکاری

برای انجام آزمایش اول باید پارامترهای چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکاف، ضربه‌گیر و تولیدی را

به دست آورد. قبل از طراحی پارامترهای چالزنی بایستی فشار چال و انرژی ورودی ماده منفجره را به دست آورد.

۴-۶-۱- محاسبه فشار چال

فشار چال آتشکاری معیاری مناسب برای توصیف شدت آتشکاری است که در آتشکاری پیش‌شکافی نقشی مهم دارد. برای محاسبه فشار چال مقدار جفت‌شدگی خرج داخل چال، نوع خرج‌گذاری و مقاومت‌های فشاری و کششی توده‌سنگ نیاز هستند. این محاسبات در ادامه آورده شده است.

۴-۶-۱-۱- محاسبه نسبت جفت‌شدگی

برای محاسبه نسبت جفت‌شدگی باید قطر خرج‌گذاری مناسب را با توجه به قطر چالزنی به دست آورد. چال‌های پیش‌شکاف به وسیله دستگاه Titton600 با قطر ۱۶۵ میلی‌متر چالزنی می‌شود. با توجه به آتشکاری پیش‌شکافی انجام شده در معادن مختلف دنیا می‌توان به یک مقدار اولیه برای قطر خرج‌گذاری دست یافت. در جدول (۴-۵) پارامترهای طراحی آتشکاری پیش‌شکافی در مناطق مختلف دنیا آورده شده است.

جدول (۴-۵): مشخصات طراحی آتشکاری کنترل شده پیش شکافی در معادن دنیا (www.sandvic.com)

مقاومت فشاری تک محوره (مگاپاسکال)	قطر چال / قطر خرج	فاصله ردیفی / فاصله ردیفی	فاصله ردیفی (متر)	قطر چال (میلی متر)	
UCS	dexp / d	S / d	S	d	
۳۵	۰/۱۹	۷/۹	۱/۳	۱۶۵	Orapa
۸۶	۰/۱۹	۷/۹	۱/۳	۱۶۵	Orapa
۱۲۰	۰/۱۹	۷/۵	۱/۵	۲۰۰	Mantoverde
۶۰	۰/۱۲۷	۷/۵	۱/۵	۲۰۰	Mantoverde
۱۲۰	۰/۲۷	۱۰/۹	۱/۸	۱۶۵	Aitik
۸۰	۰/۲۷	۱۳/۶	۲/۲۵	۱۶۵	Aitik
۱۵۰	۰/۲۷	۱۲/۱	۲	۱۶۵	Ekati
۱۷۵	۰/۳۶	۱۲/۱	۲	۱۶۵	Sandsloot
۱۳۵	۰/۲۷	۹/۱	۱/۵	۱۶۵	Chuquicamata
۱۱۳	۰/۲۷	۹/۱	۱/۵	۱۶۵	Sossego
۶۳	۰/۲۲	۹/۱	۱/۵	۱۶۵	Chadormalu
۴۰	۰/۱۹	۱۲/۱	۲	۱۶۵	Colluhhuasi

با توجه به جدول (۴-۵) با قطر چال ۱۶۵ میلی متر متوسط قطر خرج گذاری ۴۰ میلی متر است. بنابراین با در نظر گرفتن موارد ذکر شده قطر خرج ۴۰ میلی متر انتخاب شد. با توجه به قطر خرج (۴۰ میلی متر) و قطر چال (۱۶۵ میلی متر) فاکتور جفت شدگی ۰/۲۴۲ خواهد بود.

۴-۶-۱-۲- نحوه خرج گذاری

برای خرج گذاری از پودر آذر در داخل لوله پولیکا به قطر ۴۰ میلی متر استفاده می شود. پودر آذر دارای موج ضربه بیشتری نسبت به آنفو است که برای ایجاد ترک در راستای پیش شکاف با کنترل قدرت آتشکاری و جلوگیری از ترک های انحرافی گزینه مناسبی در بین مواد منفجره در دسترس است. سرعت انفجار پودر آذر (VOD)، ۳۰۰۰ متر بر ثانیه ثبت شده و چگالی آن ۱/۱۵ گرم بر سی سی در نظر گرفته شده است. برای محاسبه فشار چال پودر آذر برای حالت جفت شده از روابط ارائه شده در فصل سوم استفاده می کنیم.

الف- محاسبه فشار چال برای پودر آذر جفت شده با استفاده از رابطه (۳-۵):

$$PB = 228 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0.8\rho_e} = 228 \times 10^{-6} \times 1150 \times \frac{(3000)^2}{1 + 0.8 \times 1150}$$

$$PB = 1229.06 \text{ MPa}$$

ب- محاسبه فشار چال برای خرج گذاری با پودر آذر به قطر ۴۰ میلی متر با استفاده از رابطه (۳-۷):

$$PB_e = PB \times \left[\sqrt{C_1} \frac{d}{D} \right]^{2.4} = 1229.06 \times \left[\sqrt{1} \frac{40}{165} \right]^{2.4} = 40.98 \text{ MPa}$$

ج- محاسبه فشار چال برای خرج گذاری با پودر آذر به قطر ۴۰ میلی متر با استفاده از رابطه (۳-۱۰):

$$P_b = 1.69 \times 10^{-3} \times \rho \times (VOD)^2 \times (r_e/r_h)^{2.6}$$

$$P_b = 1.69 \times 10^{-3} \times 1.15 \times (3000 \times 3.28)^2 \times (0.24)^{2.6} = 4725.769 \text{ psi}$$

$$P_b = 4725.769 \times 6.895 \times 10^{-3} = 32.58 \text{ MPa}$$

مقاومت فشاری دینامیکی سنگ برجا می تواند دو برابر یا بیشتر از مقاومت فشاری استاتیکی آن باشد.

مقاومت فشاری توده سنگ های مورد آزمایش معمولاً بین ۳۰ تا ۹۰ مگاپاسکال و مقاومت کششی آن بین ۶

تا ۱۲ مگاپاسکال می باشد. بنابراین مقاومت فشاری دینامیکی توده سنگ بین ۶۰ تا ۱۸۰ مگاپاسکال است.

حداقل فشار چال مورد نیاز برای ایجاد پیش شکاف بهینه حدود ۴۰ تا ۶۰ درصد مقاومت فشاری دینامیکی

توده سنگ می باشد (Singh and Roy, 2009). بنابراین حداقل فشار چال مورد نیاز بین ۲۴ تا ۱۰۸

مگاپاسکال می باشد، که با توجه به این که فشار چال به دست آمده برای پودر آذر ۳۲/۵۸ تا ۴۰/۹۸

مگاپاسکال است بنابراین قطر خرج گذاری ۴۰ میلی متر مناسب می باشد.

۴-۶-۲- طراحی الگوی چالزنی و خرج گذاری چال های ردیف پیش شکافی

۴-۶-۲-۱- محاسبه فاصله داری چال های پیش شکاف

برای محاسبه فاصله داری پیش شکاف از روابط جدول (۳-۱) استفاده می کنیم. در ادامه مقادیر بدست آمده

از این روابط آمده است.

• محاسبه فاصله‌داری با استفاده از رابطه شماره ۱ از جدول (۱-۳)

این رابطه بر حسب فشار چال خرج جفت نشده و مقاومت کششی می‌باشد. برای مقادیر فشار چال محاسبه شده و مقاومت کششی حداقل و حداکثر مقادیر فاصله‌داری با استفاده از این رابطه محاسبه و نتایج آن در جدول (۴-۶) آمده است.

جدول (۴-۶): مقادیر فاصله‌داری بر حسب مقاومت کششی و فشار چال و قطر چال

مقاومت کششی (مگا پاسکال)	فشار چال (مگا پاسکال)	قطر چال (میلی‌متر)	فاصله‌داری (متر)
۶	۴۰/۹۸	۱۶۵	۱/۳
۱۲	۴۰/۹۸	۱۶۵	۰/۷۲۸
۶	۳۲/۵۸	۱۶۵	۱/۰۶۱
۱۲	۳۲/۵۸	۱۶۵	۰/۶۱۳

• محاسبه فاصله‌داری با استفاده از روابط شماره ۲ تا ۵ از جدول (۱-۳)

$$S = 4[(2 - 2.5)\rho_h] = 4[(2 - 2.5)0.165] = 1.32 - 1.65 \text{ m}$$

$$S \leq 10\varphi_h = 10 \times 0.165 = 1.65 \text{ m}$$

$$S = 0.0094\rho_h - 0.0091 = 1.542$$

$$\frac{S}{d} = 12.7 \rightarrow S = 12.7 \times 165 = 2.1 \text{ (m)}$$

رابطه تجربی شماره ۷ از جدول (۱-۳)، فاصله‌داری را بر حسب کیلوگرم خرج در متر چال (خرج خطی)

محاسبه می‌کند. مقدار خرج خطی با توجه به قطر خرج (۴۰ میلی‌متر) و چگالی ماده منفجره (۱۱۵۰)

کیلوگرم بر مترمکعب) برابر است با:

$$3.14 \times 0.02^2 \times 1 \times 1150 = 1.44 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

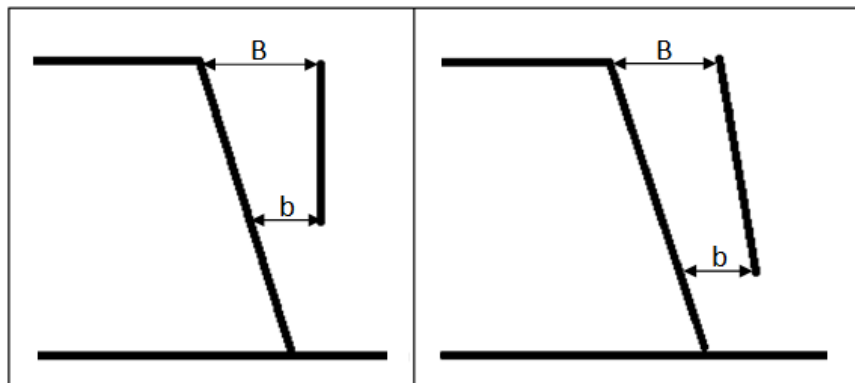
$$\frac{S}{Q^{1/2}} = 1.52 \rightarrow S = 1.52 \times 1.44^{1/2} = 1.8 \text{ (m)}$$

فاصله‌داری‌های محاسبه شده دارای مقادیر حداقل ۰/۶۱۳ متر و حداکثر ۲/۱ متر می‌باشد. فاصله‌داری

محاسبه شده به وسیله رابطه شماره ۱ جدول (۱-۳) از اهمیت بیشتری برخوردار است، چون با در نظر گرفتن مقاومت سنگ و فشار چال است. همچنین حداکثر مقدار فاصله‌داری به دست آمده از رابطه شماره ۱ جدول (۱-۳) از حداقل مقادیر فاصله‌داری از روابط دیگر کم‌تر است. از طرفی حداقل درزه‌داری $0/2$ و حداکثر $1/8$ متر می‌باشد. چون جهت درزه‌ها عمود بر دیواره نیست، فاصله‌داری آن‌ها بر فاصله‌داری پیش شکاف تأثیرگذار نیست. اما با توجه پایین بودن RQD و خرد بودن توده‌سنگ برای ایجاد شکاف مناسب باید فاصله‌داری به حدی کم باشد تا ترک‌های انحرافی به حداقل مقدار خود برسد. از طرفی حداقل مقدار فاصله‌داری ممکن است باعث ایجاد عقب‌زدگی شود. بنابراین فاصله‌داری چال‌های پیش‌شکاف برای آزمایش اول، $1/2$ متر انتخاب شد.

۴-۶-۲-۲- محاسبه بارسنگ چال‌های ردیف پیش‌شکاف

بارسنگ چال‌های پیش‌شکاف از فاصله‌داری آن‌ها کم‌تر است، (برعکس آتشکاری تولیدی). در محاسبه بارسنگ جهت‌داری چال‌های پیش‌شکاف و ضربه‌گیر تأثیرگذار است. در صورت شیب‌دار بودن چال‌های پیش‌شکاف یا ضربه‌گیر و یا هر دو، بارسنگ از سطح پله تا کف چال‌های ضربه‌گیر تغییر می‌کند. بنابراین بارسنگ یک مقدار ماکزیمم در سطح پله و یک مقدار می‌نیمم در عمق دارد. مقدار می‌نیمم بارسنگ در پاشنه پله کمک به خرد شدن سنگ و جلوگیری از ایجاد قطعات درشت و پاشنه می‌کند. مقدار بزرگ‌تر بارسنگ از شکستن لبه پله جلوگیری می‌کند. مقدار اولیه می‌نیمم بارسنگ در حالتی که چال‌های پیش‌شکاف مایل و چال‌های ضربه‌گیر قائم باشد در جدول (۲-۳) آمده است. زاویه شیب چال‌های پیش‌شکاف و ضربه‌گیر در آزمایش اول به ترتیب 70 و 80 درجه در نظر گرفته شد. مزیتی که شیب‌دار بودن چال‌های ضربه‌گیر دارد این است که می‌توان به چال‌های ضربه‌گیر عمق بیشتری داد که این خود در کاهش به وجود آمدن قطعات درشت و پاشنه مؤثر است. این موضوع در شکل (۴-۶) نشان داده شده است.



شکل (۴-۶): دیاگرام الگوی بارسنگ چال‌های پیش‌شکاف بر حسب ارتفاع و شیب چال‌های ضربه‌گیر

با توجه به شرایط زمین‌شناسی و جنس سنگ و برحسب تجربه فاصله مجاز بارسنگ از پاشنه چال‌های ضربه‌گیر بین ۲/۵ تا ۳ متر می‌باشد. در این آزمایش مقدار می‌نیمم بارسنگ ۲/۵ متر در نظر گرفته شد. مقدار ماکزیمم بارسنگ در سطح پله با توجه به شیب چال‌های ضربه‌گیر و پیش‌شکافی ۴/۶ متر و همچنین طول چال‌های ضربه‌گیر ۱۰ متر به دست آمد.

۴-۶-۲-۳- محاسبه میزان خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکاف

برای محاسبه مقدار خرج چال‌های پیش‌شکافی می‌توان از رابطه تجربی (۳-۱) و (۳-۲) استفاده کرد و یک مقدار اولیه برای خرج‌گذاری به دست آورد.

با قرار دادن مقدار ۱/۲ متر فاصله‌داری در رابطه (۳-۱)، مقدار خرج خطی ۱/۲۶ کیلوگرم بر متر طول چال حاصل می‌گردد. با ضرب کردن این مقدار در طول خرج‌گذاری چال (۱۷ متر) مقدار ۲۱/۴ کیلوگرم خرج برای هر چال به دست می‌آید.

با قرار دادن میزان ۱۶۵ میلی‌متر برای قطر چال در رابطه (۳-۲) میزان خرج خطی حدود ۲/۳ کیلوگرم بر متر حاصل می‌شود. با ضرب کردن این مقدار در طول خرج‌گذاری چال (۱۷ متر) مقدار ۳۹/۱ کیلوگرم خرج برای هر چال به دست می‌آید.

• محاسبه مقدار خرج گذاری با توجه به قطر خرج گذاری و چگالی ماده منفجره

با توجه به مشخصات پودر آذر و قطر خرج گذاری ۴۰ میلی متر، چگالی خطی خرج گذاری برابر است با:

$$Q = \pi \times \left(\frac{d_{exp}}{2}\right)^2 \times \rho_e = 3.14 \times 0.02^2(m^2) \times 1150(kg/m^3) = 1.44 kg/m$$

اگر این مقدار در طول ۱۷ متر خرج گذاری چال ضرب شود (خرج گذاری به صورت پیوسته انجام شود)، مقدار ۲۴/۵ کیلوگرم برای هر چال پیش شکاف به دست می آید. این مقدار خرج در محدوده محاسبه میزان خرج با استفاده از روابط (۱-۳) و (۲-۳) است. بنابراین میزان ۲۳ کیلوگرم پودر آذر به عنوان میزان خرج برای هر چال پیش شکاف در نظر گرفته شد. تعداد چال ها ۳۷ عدد به دست آمد و خرج گذاری به صورت پیوسته در طول تمام طول چال ها انجام شد. یک بوستر ۱/۳ پوندی در هر چال به همراه فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر به عنوان سیستم شروع آتشکاری در نظر گرفته شد. در کل در صورتی که میزان خرج ذکر شده برای ایجاد شکاف مناسب نباشد میزان خرج چال ها افزایش یافته و در صورتی که عقب زدگی نامطلوبی در قسمت پشت چال های کنترلی ایجاد شود، میزان خرج کاهش خواهد یافت.

۴-۶-۲-۴- میزان گل گذاری (خاکریزی) چال های پیش شکاف

هدف از آتشکاری چال های پیش شکاف ایجاد شکاف بدون خردایش سنگ است، با توجه به خرج گذاری پیوسته و نداشتن فاصله هوایی بین خرج گذاری، قرار دادن گل گذاری بالای چال های پیش شکاف باعث بالا رفتن تمرکز فشار چال می شود که عقب زدگی و شکستن سنگ پشت دیواره را در پی دارد. بنابراین در این آزمایش چال های پیش شکاف گل گذاری نداشتند.

۴-۶-۲-۵- زمان تأخیر چال های پیش شکاف

برای ایجاد پیش شکاف مناسب، چال های پیش شکاف همزمان و بدون تأخیر آتشکاری شدند. در این

آزمایش ابتدا چال‌های پیش‌شکاف آتشکاری و پس از آن چال‌های ضربه‌گیر و تولیدی آتشکاری شدند.

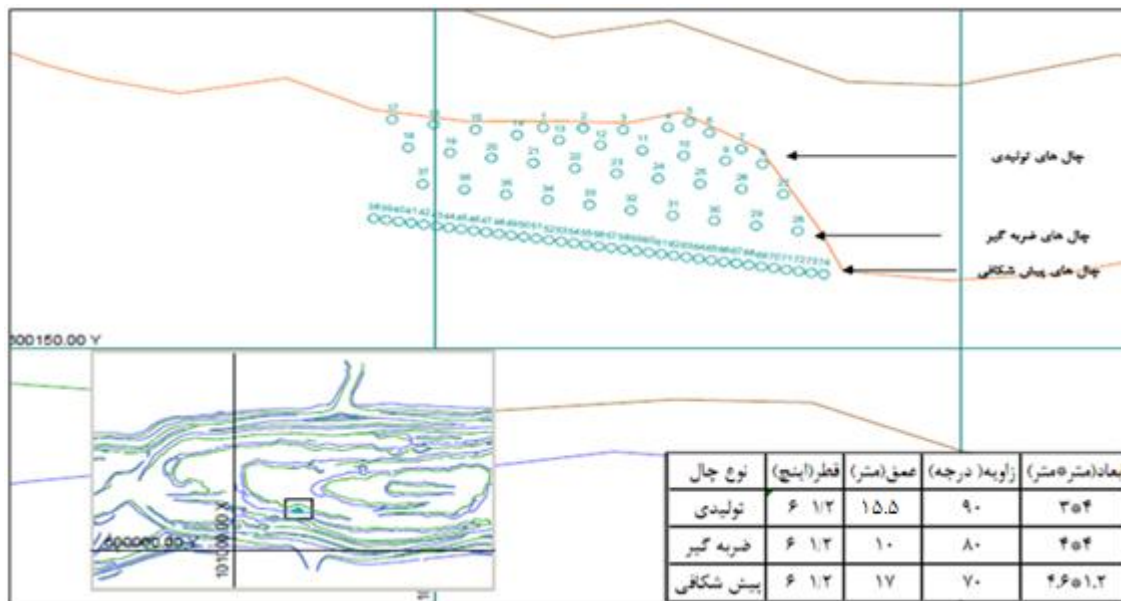
۴-۶-۳- طراحی چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر

فاصله‌داری و بارسنگ چال‌های ضربه‌گیر ۰/۵ تا ۰/۸ برابر مقادیر چال‌های تولیدی می‌باشد. خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر به صورت جفت‌نشده و کم‌تر از چال‌های تولیدی است. به دلیل مشکلات عملیاتی برای خرج‌گذاری جفت‌نشده و همچنین امکان تشکیل قطعات درشت سنگ، خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر همانند چال‌های تولیدی انجام شد. در عوض برای کاهش موج ضربه به دیواره، فاصله‌داری برابر فاصله‌داری چال‌های تولیدی یعنی ۴ متر در نظر گرفته شد. برای محاسبه بارسنگ، با توجه به زاویه ۸۰ درجه و عمق ۱۰ متری چال‌ها، بارسنگ از کف چال ضربه‌گیر تا چال تولیدی ۰/۷۵ برابر بارسنگ چال‌های تولیدی در نظر گرفته شد. مقدار بارسنگ در عمق ۲/۲۶ متر به دست آمد و در سطح پله این مقدار ۱/۳۳ برابر بارسنگ چال‌های تولیدی به دست آمد، شکل (۴-۸). برای خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر از آنفو استفاده شد و خرج‌گذاری چال‌ها به صورت پیوسته انجام گردید. تعداد چال‌های ضربه‌گیر ۱۰ عدد و مقدار خرج هر چال حدود ۱۳۶ کیلوگرم به دست آمد.

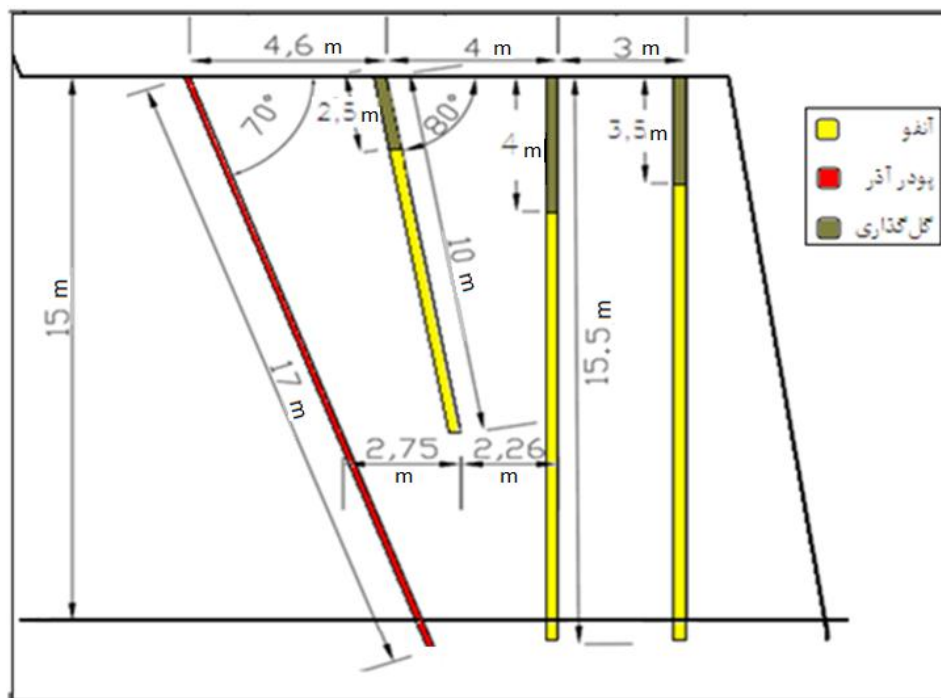
۴-۶-۴- طراحی چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های تولیدی

شبکه چالزنی چال‌های تولیدی برای قطر ۱۶۵ میلی‌متر و ارتفاع پله ۱۵ متر، $۳/۵ \times ۴/۵$ بوده که با آتشکاری‌های انجام شده به مقدار بهینه ۳×۴ رسیده است (شرکت مهندسی کوشا معدن، ۱۳۹۰). تعداد چال‌ها ۲۷ عدد به دست آمد و برای خرج‌گذاری چال‌ها از آنفو استفاده شد. مقدار خرج هر چال برای چال‌های ردیف اول ۲۱۸ کیلوگرم و برای چال‌های ردیف دوم ۲۰۰ کیلوگرم به دست آمد. شکل (۴-۷) نمایی از الگوی چالزنی چال‌های تولیدی، ضربه‌گیر و پیش‌شکاف را نشان می‌دهد. شکل (۴-۸) مقطع

چال‌های چالزنی و نحوه خرج گذاری چال‌ها را نشان می‌دهد.



شکل (۷-۴): نمایی از موقعیت چال‌ها در الگوی آزمایش اول



شکل (۸-۴): دیاگرام الگوی چالزنی و خرج گذاری آزمایش اول

در جدول (۷-۴) پارامترهای چالزنی و خرج گذاری چال‌های پیش‌شکاف آمده است.

جدول (۴-۷): پارامترهای طراحی چالزنی و خرج گذاری پیش شکاف آزمایش ۱

۱۶۵	قطر چال (میلیمتر)
۱۷	طول چال (متر)
۱/۲	فاصله داری چال، S (متر)
مایل (۷۰ درجه)	جهت داری چال
پودر آذر با قطر ۴۰ میلیمتر	ماده منفجره
۲۳	جرم خرج در هر چال (کیلوگرم)
سنگ سخت ۱/۴۴	خرج خطی (کیلوگرم بر متر)
فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر	سیستم آتشکاری
همزمان و بدون تأخیر	تأخیر
۰/۵	اضافه حفاری (متر)
خرج گذاری تا سر چال ها و بدون گل گذاری	گل گذاری

۴-۶-۵- ارزیابی نتایج آزمایش اول

۴-۶-۵-۱- ارزیابی آتشکاری ردیف پیش شکاف

پس از انجام آتشکاری پیش شکافی آزمایش اول معدن شماره ۱ گل گهر از محل بازدید و عکس برداری به عمل آمد. نتیجه آتشکاری در شکل (۴-۹) نشان داده شده است. همان طور که از شکل مذکور مشاهده می شود در اثر آتشکاری درزه و ترک هایی هم در جلو دیواره و هم در پشت دیواره به وجود آمده است. همچنین یک شکاف در قسمت شرقی دیواره با فاصله حداکثر ۶ متر باعث ایجاد عقب زدگی شده است.



ب



الف



ج

شکل (۹-۴): عکس از دیواره پیش شکاف در سطح پله پس از آتشفکری چال‌های ردیف پیش شکاف

مشاهدات نشان می‌دهد که قدرت آتشفکری پیش شکاف بیش از اندازه بوده به طوری که باعث ایجاد شکستگی شده است. بنابراین برای جلوگیری از ایجاد این شکاف‌ها و به حداقل رساندن آسیب به دیواره بایستی پیشنهادات زیر انجام شود.

- به منظور کنترل درزه و شکستگی‌ها در دیواره نهایی که ناشی از تغییر ناگهانی مرز بین ماده معدنی و باطله و یا وجود گسل‌های کوچک مقیاس است، بایستی چگالی خطی خرج گذاری کاهش یابد. از آن جا که فاکتور پیش شکافی مناسب در معادن روباز بین $0/3$ تا $0/6$ کیلوگرم بر متر مربع است، چگالی خطی خرج مناسب بین $0/36$ تا $0/72$ کیلوگرم بر متر به دست می‌آید. بنابراین با توجه به این که چگالی خطی خرج گذاری آزمایش اول، $1/44$ کیلوگرم بر متر بود، برای کاهش چگالی خطی خرج باید تمهیداتی اندیشیده شود. به همین منظور راه کارهایی به شرح ذیل پیشنهاد می‌شود:

الف- کاهش قطر خرج گذاری به کم تر از ۴۰ میلی متر. بنابراین برای استفاده از قطرهای کوچک تر از ۴۰ میلی متر بایستی از مواد منفجره مخصوص استفاده کرد.

ب- انجام خرج گذاری به صورت منقطع با فاصله هوایی بین خرج ها. این روش خرج گذاری نیازمند مواد منفجره فشنگی با قطر و طول مشخص می باشد.

ج- استفاده از نمک به همراه خرج پودر آذر یا آنفو با یک نسبت وزنی مشخص. نمک باعث تخفیف قدرت آتشکاری می شود.

د- اضافه کردن دانه های پلی استرن منبسط شده به خرج مورد نظر، با کاهش چگالی خرج گذاری قدرت آتشکاری کاهش می یابد.

- در بعضی مواقع در مجاور دیواره های نهایی شکستگی ها، گسل ها و ناپیوستگی هایی (مرز بین باطله و ماده معدنی) وجود دارد که شاخص می باشد. با تشخیص موقعیت آن ها در صورت مناسب بودن راستای آن ها با راستای دیواره بایستی پیش شکاف را در محل آن ها در نظر گرفت. یعنی دیگر نیازی به ردیف چال های پیش شکاف نیست و تنها از چال های ضربه گیر استفاده کرد.

۴-۶-۵-۲- آتشکاری چال های تولیدی و ارزیابی دیواره

با آتشکاری چال های تولیدی دیواره به همان اندازه عقب زدگی ناشی از آتشکاری پیش شکاف تحت تأثیر قرار گرفت و باعث خرد شدن و ریزش سنگ های پشت دیواره پیش شکاف شد (شکل ۴-۱۰). در واقع شکاف ایجاد شده در اثر آتشکاری چال های پیش شکاف زمینه را برای عقب زدگی و خرد کردن سنگ های دیواره با آتشکاری چال های ایجاد کرد. این عقب زدگی حدود ۶۰ درصد دیواره را تحت تأثیر خود قرار داد. بقیه دیواره در محل چال های پیش شکاف شکل گرفت و داغ چالی های باقی مانده از چال ها قابل مشاهده است (شکل ۴-۱۱). چون با مشاهده و ارزیابی به صورت کیفی واضح است که نتیجه آتشکاری نامطلوب

است نیازی به ارزیابی آتشکاری به صورت کمی نیست.



شکل (۴-۱۰): عقب زدگی و ریزش دیواره در اثر آتشکاری چال های تولیدی آزمایش اول



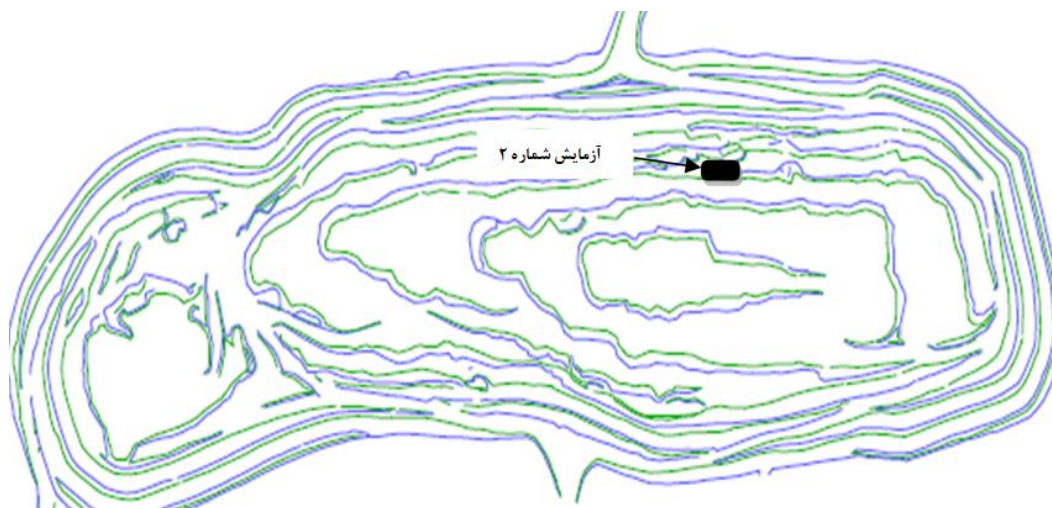
شکل (۴-۱۱): مشاهده نیم چال های باقی مانده روی دیواره پیش شکاف آزمایش اول

۴-۷- آزمایش دوم

آزمایش دوم با در نظر گرفتن نتایج آزمایش اول با هدف رسیدن به یک نتیجه مناسب در طراحی الگوی پیش‌شکافی انجام شد. به همین منظور در طراحی آزمایش دوم سعی شده محلی برای آزمایش انتخاب شود که از لحاظ زمین‌شناسی شرایطی مشابه با آزمایش اول داشته باشد. همان‌طور که گفته شد کنترل گسل، درزه و شکستگی‌ها در مجاور دیواره نهایی در اثر آتشکاری برای حفظ دیواره نهایی لازم است. با انجام آزمایش اول نتیجه گرفته شد که قدرت آتشکاری ردیف پیش‌شکافی به اندازه‌ای بوده که باعث تحریک درزه و شکستگی پشت بلوک گردیده است. به همین منظور در الگوی خرج‌گذاری آزمایش دوم تصحیحاتی انجام شد. مشخصات و موقعیت آزمایش دوم در جدول (۴-۸) و شکل (۴-۱۲) نشان داده شده است. شکل (۴-۱۳) نمایی از دیواره آزمایش دوم را قبل آتشکاری نشان می‌دهد.

جدول (۴-۸): مشخصات آزمایش دوم

موقعیت آزمایش	دیواره شمالی معدن شماره ۱، پله ۱۱، پترن ۱۷۸
مختصات محل آزمایش	(X: ۱۰۱۷۵۰, Y: ۶۰۰۴۷۵, Z: ۱۶۵۰)
جنس مواد الگو	سنگ آهن و باطله
فاصله‌داری درزه و شکاف‌ها	حداقل ۰/۲ و حداکثر ۱/۵ متر
موقعیت گسل‌های مجاور الگو	یک گسل به صورت مورب در پشت ردیف پیش‌شکافی با فاصله حداقل ۴ متر از سمت غرب الگو
وضعیت آبداری چال‌های پیش‌شکاف	خشک



شکل (۴-۱۲): موقعیت آزمایش دوم

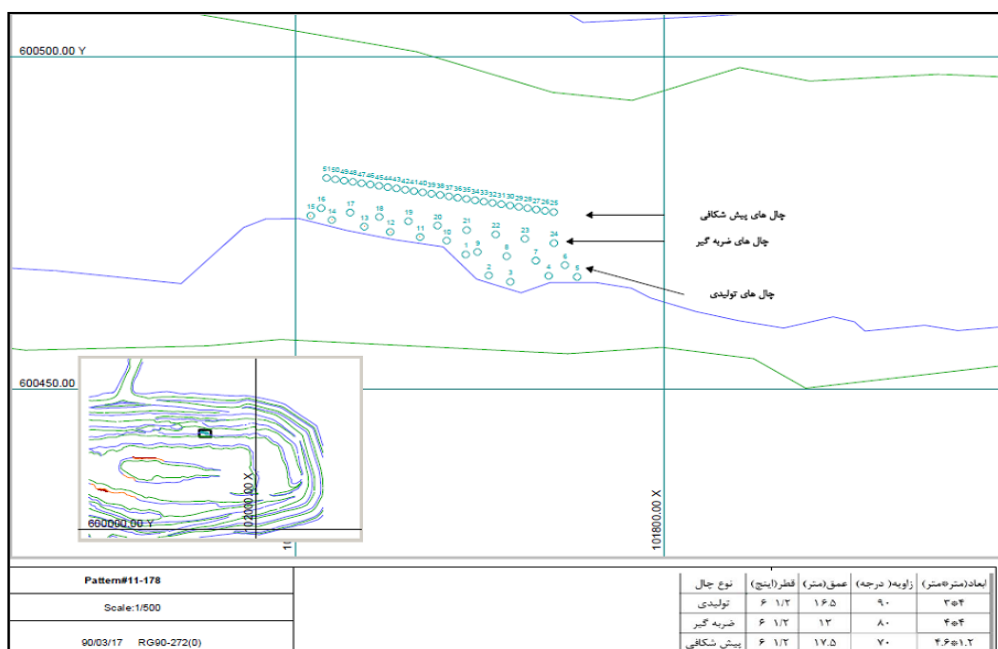


شکل (۴-۱۳): نمایی از دیواره آزمایش دوم قبل از آتشکاری

۴-۷-۱- چالزنی و خرج گذاری

پارامترهای چالزنی آزمایش دوم همانند آزمایش اول می باشد. به طوری که ردیف پیش شکافی با شبکه $۱/۲ \times ۴/۶$ ، چال های ضربه گیر با شبکه ۴×۴ و چال های تولیدی هم با شبکه ۳×۴ طراحی شد (شکل ۴-۱۴). تعداد چال های پیش شکاف ۲۷ عدد به دست آمد و برای خرج گذاری چال ها از ترکیب نمک و پودر

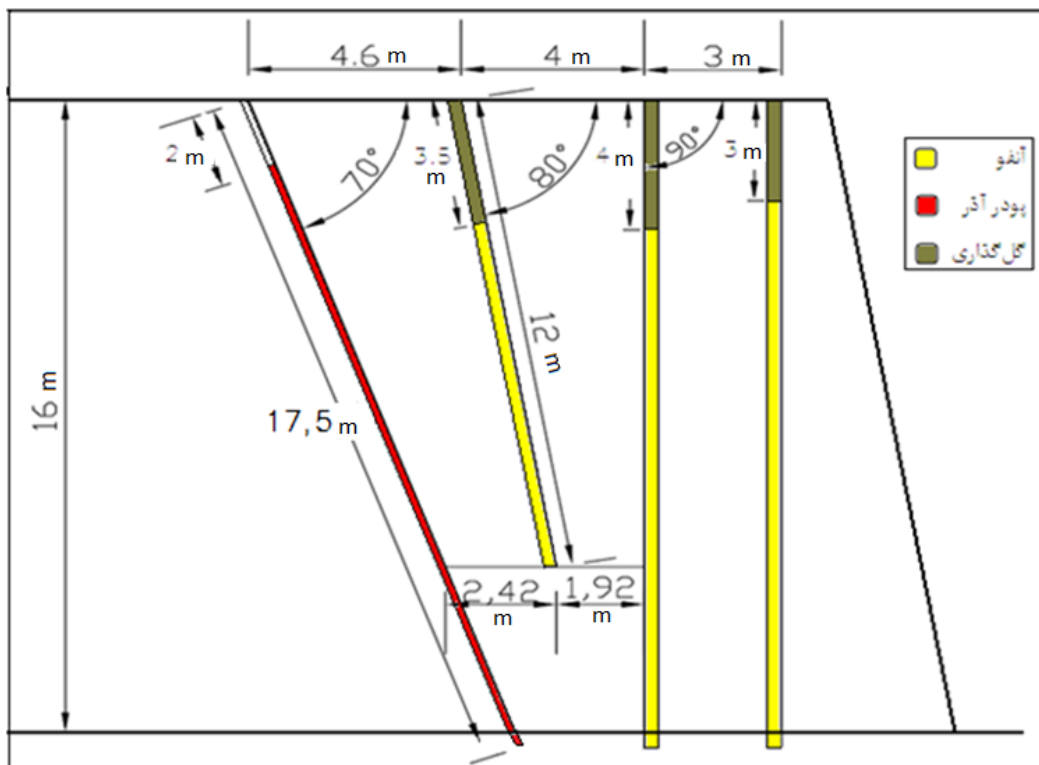
آذر به نسبت ورنی ۳۰ به ۷۰ استفاده شد. خرج ته چالی ۳ کیلوگرم و بقیه طول چال حدود ۶ کیلوگرم نمک و حدود ۱۴/۵ کیلوگرم پودر آذر استفاده شد. به طوری که چگالی خطی خرج این چال‌ها از ۱/۴۴ کیلوگرم بر متر به ۰/۹۹ کیلوگرم بر متر کاهش یافت. از طرفی خود نمک نیز باعث تخفیف قدرت انفجار است. تعداد چال‌های ضربه گیر ۹ عدد و تعداد چال‌های تولیدی ۱۵ عدد به دست آمد و برای خرج گذاری چال‌های تولیدی و ضربه گیر مانند آزمایش اول از آنفو استفاده شد. نمایی از چال‌های تولیدی، ضربه گیر و پیش شکافی در شکل (۴-۱۴) و مقطع چال‌های در شکل (۴-۱۵) آمده است.



شکل (۴-۱۴): نمایی از موقعیت چال‌ها در الگوی آزمایش دوم

۴-۷-۲- گل گذاری

خرج گذاری تا دهانه چال‌های پیش شکاف احتمال بالا رفتن شکستگی در لبه دیواره را افزایش می‌دهد. به همین منظور برای کاهش احتمال خسارت ۲ متر از سر همه چال‌ها بدون خرج گذاری و گل گذاری انجام شد. گل گذاری چال‌های تولیدی و ضربه گیر مطابق شکل (۴-۱۵) انجام شد.



شکل (۴-۱۵): دیاگرام الگوی چالزنی و خرج گذاری چال های آزمایش دوم

پارامترهای طراحی پیش شکاف آزمایش دوم در جدول (۴-۹) آمده است.

جدول (۴-۹): پارامترهای طراحی چالزنی و خرج گذاری پیش شکاف آزمایش ۲

۱۶۵	قطر چال (میلیمتر)
۱۷/۵	طول چال (متر)
۱/۲	فاصله داری چال، S (متر)
مایل (۷۰ درجه)	جهت داری چال
پودر آذر با قطر ۴۰ میلی متر	ماده منفجره
۱۷/۵	جرم خرج در هر چال (کیلوگرم)
۶	مقدار نمک مصرفی در هر چال (کیلوگرم)
سنگ سخت ۰/۹۹	خرج خطی (کیلوگرم بر متر)
فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر	سیستم آتشکاری
همزمان و بدون تأخیر	تأخیر
تا ۲ متر سر چال ها بدون	گل گذاری
خرج گذاری و گل گذاری	

۴-۷-۳- مانیتورینگ کردن عملیات و ارزیابی آتشکاری پیش شکافی

با توجه به شکل (۴-۱۶) مشاهده می‌شود آتشکاری چال‌های پیش‌شکاف موفقیت‌آمیز بوده است، به طوری که عقب‌زدگی در پشت دیواره پیش‌شکاف مشاهده نمی‌شود. در مقایسه با آزمایش اول استفاده از نمک به همراه پودر آذر در خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکافی و تا ۲ متر بدون خرج‌گذاری و گل‌گذاری گذاشتن سر همه چال‌های پیش‌شکافی موفقیت‌آمیز بود.



شکل (۴-۱۶): آتشکاری پیش‌شکاف آزمایش اول بدون اثری از عقب‌زدگی در پشت دیواره پیش‌شکاف

۴-۷-۴- مانیتورینگ دیواره پس از آتشکاری چال‌های تولیدی و ارزیابی نتایج

با توجه به این که شبکه چالزنی و نحوه خرج‌گذاری چال‌های تولیدی و ضربه‌گیر همانند آزمایش اول بود، پس از مانیتورینگ کردن عملیات مشاهده شد دیواره تحت تأثیر آتشکاری چال‌های تولیدی قرار گرفته است.



شکل (۴-۱۷): نمای دیواره پس از آتشکاری چال‌های تولیدی

با مشاهده شکل (۴-۱۷) اثری از داغ چالی روی دیواره دیده نمی‌شود، این به دلیل عقب‌زدگی حدود ۲ تا ۳ متر می‌باشد که در مقایسه با آزمایش ۱ کم‌تر شده است. آتشکاری چال‌های پیش‌شکافی در کنترل عقب‌زدگی نتیجه داد، اما آتشکاری چال‌های تولیدی باعث عقب‌زدگی شد. شکستگی‌های موجود در توده سنگ و غلبه موج آتشکاری چال‌های تولیدی و ضربه‌گیر دلیل بر این امر است. برای کنترل عقب‌زدگی راه‌کارهای مختلفی مطرح است که در زیر آورده است.

۴-۷-۴-۱- چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکاف

• فاصله‌داری

فاصله‌داری‌های به دست آمده از روابط استفاده شده در آزمایش ۱، مقادیر بین ۰/۶ تا ۲/۵ متر دارد. مقدار فاصله‌داری ۱/۲ متر در آزمایش‌های اول و دوم در حفظ دیواره پیش‌شکاف موفقیت‌آمیز نبود. در آزمایش بعدی بهتر است این مقدار بیشتر از ۱/۲ متر انتخاب شود.

• بارسنگ

با توجه به روابط موجود برای محاسبه بارسنگ که برای آزمایش‌های اول و دوم استفاده شد، بارسنگ مقداری بین ۴/۶ تا ۶/۵ متر دارد. برای آزمایش‌های اول و دوم، مقدار ۴/۶ متر استفاده شد به طوری که مشاهدات نشان داد مقدار انتخاب شده در کنترل موج ضربه آتشکاری تولیدی کافی نبوده و بایستی آن را افزایش یابد.

• خرج گذاری و گل گذاری

خرج گذاری چال‌های پیش‌شکاف برای حالت خشک مانند آزمایش دوم (پودر آذر به همراه نمک) که در کنترل پیش‌شکاف مؤثر بود، انجام شود. نوع دیگری از خرج گذاری برای حالت‌های خشک و آبدار به صورت منقطع با فاصله هوایی با امولایت فشنگی پیشنهاد می‌شود. با توجه به نتیجه آزمایش دوم، تا ۲ الی ۳ متر سر همه چال‌ها بودن خرج گذاری و گل گذاری رها شود.

• خرج گذاری با امولایت فشنگی

استفاده از خرج گذاری منقطع با خرج‌های فشنگی و ایجاد فاصله هوایی بین خرج‌ها در کاهش چگالی خطی خرج گذاری و رسیدن به فاکتور پیش‌شکافی مناسب مؤثر است. برای خرج گذاری با امولایت‌های فشنگی به صورت منقطع بایستی فاصله مرکز به مرکز آن‌ها را به دست آورد. جرم امولایت فشنگی موجود ۲ کیلوگرم و ابعاد آن (طول×قطر)، ۶۵×۴۰۰ میلی‌متر است. فاصله مرکز به مرکز فشنگ در طول فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر در چال با رابطه (۳-۴) محاسبه می‌شود.

$$Dc = L \times \frac{M_c}{M_h} = 0.4 \times \frac{2}{0.54} = 1.48 \text{ m} \approx 1.5 \text{ m}$$

برای فاکتور پیش‌شکافی ۰/۴۵ کیلوگرم بر متر مربع و فاصله‌داری ۱/۲ متر، M_h از رابطه (۳-۳) به دست می‌آید.

$$M_h = P \times S = 0.45 \times 1.2 = 0.54 \text{ kg/m}$$

بنابراین هشت عدد امولایت فشنگی با فاصله ۱/۵ متر از هم در طول هر یک از چال‌های پیش‌شکاف قرار می‌گیرد. برای یک چال ۱۷ متری ۳/۳ متر از سر چال‌ها بدون خرج‌گذاری و گل‌گذاری رها می‌شود. پارامترهای چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکاف پس از ارزیابی نتایج آزمایش دوم در جدول (۴-۱۰) آمده است.

جدول (۴-۱۰): پارامترهای چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های پیش‌شکافی	
۱۶۵	قطر چال (میلی‌متر)
با در نظر گرفتن ارتفاع پله بین ۱۵ تا ۱۸ متر	طول چال (متر)
با توجه به وضعیت درزه‌داری و مقاومت توده سنگ بین ۱/۵ تا ۲ متر	فاصله‌داری چال، S (متر)
مایل (۷۰ درجه)	جهت‌داری چال
پودر آذر مانند آزمایش ۲ و آنفو برای حالت خشک، امولایت فشنگی برای حالت خشک و آبدار	ماده منفجره
با توجه به عمق چال بین ۱۴ تا ۱۸/۵	جرم خرج در هر چال (کیلوگرم)
۶ تا ۱۰ کیلوگرم	کیلوگرم نمک مصرفی در هر چال
سنگ سخت ۰/۹۹	خرج خطی (کیلوگرم بر متر)
فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر	سیستم آتشکاری
همزمان و بدون تأخیر	تأخیر
۰ تا ۰/۵	اضافه حفاری (متر)

۴-۷-۴-۲- چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر

• شبکه چالزنی

مقدار فاصله‌داری و بارسنگ چال‌های ضربه‌گیر همان مقادیر آزمایش اول و دوم باشد.

• خرج‌گذاری

از آنجا که چال‌های ضربه‌گیر نقش کنترل موج ضربه به دیواره نهایی را دارند بنابراین این چال‌ها باید به‌گونه‌ای خرج‌گذاری شوند تا خود عامل آسیب دیواره نشوند. به همین منظور پیشنهاد می‌شود خرج‌گذاری

چال‌های ضربه‌گیر خفیف‌تر انجام شود. برای خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر دو راه‌کار مطرح است: الف- استفاده از خرج‌گذاری منقطع در چال‌های ضربه‌گیر، به‌طوری که بین خرج از خرده سنگ‌های چالزنی شده استفاده کرد. ب- خرج‌گذاری چال‌های ضربه‌گیر به‌صورت جفت‌نشده با لوله پولیکا.

۴-۷-۴-۳- چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های تولیدی

• شبکه چالزنی

برای کاهش موج ضربه به دیواره الگوی چالزنی چال‌های تولیدی بایستی تغییر کند. برای این کار از شبکه چالزنی بزرگ‌تر استفاده شود تا تمرکز خرج کاهش یابد. اما این خود مشکلاتی از جمله تشکیل قطعات بزرگ سنگ بعد از آتشکاری به همراه دارد. زمانی این مشکل حادث می‌شود که در بعضی محل‌ها امکان حضور شاول برای بارگیری وجود ندارد و استفاده از بیل مکانیکی برای بارگیری، کاهش راندمان بارگیری را در پی دارد.

• خرج‌گذاری

خرج‌گذاری به‌صورت جفت‌شده با آنفو برای چال‌های خشک و امولایت برای چال‌های آبدار توصیه می‌شود. در صورت وجود پاشنه از پودر آذر به عنوان خرج ته چالی برای حرکت روبه جلوی مناسب مواد حاصل از آتشکاری و کاهش ضربه به سمت دیواره استفاده می‌شود. در جدول (۴-۱۱) پارامترهای چالزنی و خرج‌گذاری چال‌های تولیدی و ضربه‌گیر پس از ارزیابی نتایج آزمایش دوم آمده است.

جدول (۴-۱۱): الگوی چالزنی و خرج گذاری چال های ضربه گیر و تولیدی

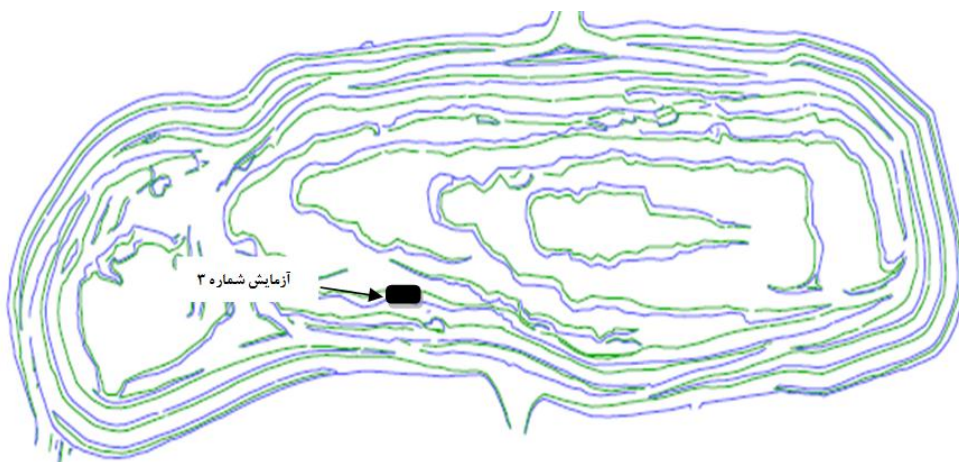
ضربه گیر	تولیدی	
۴	۴	فاصله داری (متر)
۴	۳	بارسنگ (متر)
۶-۱۲	۱۵-۱۸	عمق چال (متر)
۹۰-۸۰	۹۰	شیب چال (درجه)
آنفو	آنفو + پودر آذر	ماده منفجره
۱۸/۱۷	۱۸/۱۷	خرج خطی (کیلوگرم بر متر)
فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر	فتیله انفجاری ۱۰ گرم بر متر	سیستم آتشکاری
بین ردیف تولیدی و ضربه گیر ۴۰ میلی ثانیه	بین ردیف های تولیدی ۲۵ میلی ثانیه	تأخیرها

۴-۸- آزمایش سوم

این آزمایش نیز با روش پیش شکافی طراحی شد. پارامترهای چالزنی و خرج گذاری آزمایش سوم با در نظر گرفتن نتایج آزمایش اول و دوم است. مشخصات و موقعیت آزمایش سوم در جدول (۴-۱۲) و شکل (۴-۱۸) آمده است. شکل (۴-۱۹) نمایی از دیواره آزمایش سوم را قبل از انجام آتشکاری نشان می دهد.

جدول (۴-۱۲): مشخصات آزمایش سوم

موقعیت آزمایش	دیواره جنوبی معدن شماره ۱، پله ۱۰، بلوک ۲۸۱
مختصات محل آزمایش	(X: ۱۰۰۸۷۵, Y: ۶۰۰۱۵۰, Z: ۱۶۷۵)
جنس مواد بلوک	سنگ آهن و باطله
فاصله داری درزه و شکافها	حداقل ۰/۲ و حداکثر ۱/۶ متر
وضعیت آبداری چال های پیش شکاف	خشک و آبدار



شکل (۴-۱۸): موقعیت آزمایش سوم

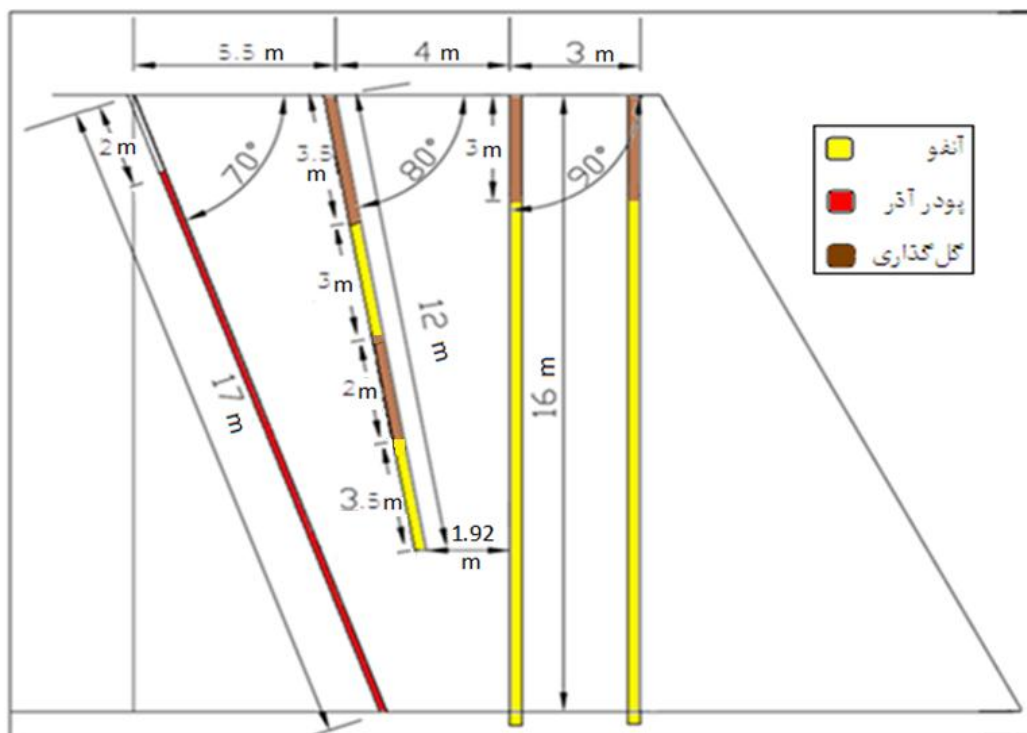


شکل (۴-۱۹): عکس از دیواره آزمایش سوم قبل از انجام آزمایش

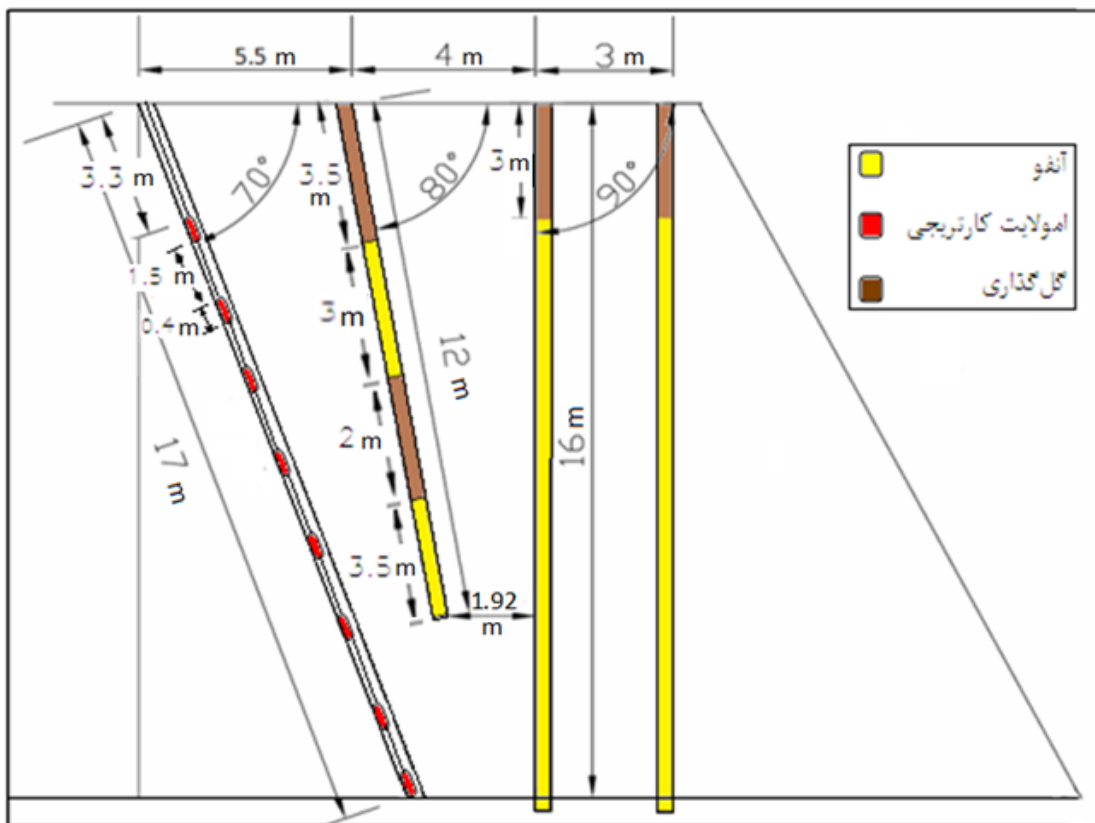
۴-۸-۱- چالزنی و خرج گذاری

چالزنی چال‌های پیش‌شکافی با شبکه $۵/۵ \times ۱/۵$ ، چال‌های ضربه‌گیر با شبکه ۴×۴ و چال‌های تولیدی هم با شبکه ۳×۴ طراحی شد. تعداد چال‌های تولیدی ۱۹ عدد به دست آمد و خرج گذاری چال‌ها همانند آزمایش‌های اول و دوم انجام شد. تعداد چال‌های ضربه‌گیر ۱۱ عدد به دست آمد و به صورت منقطع

خرج گذاری شد. به این صورت که ۳/۵ متر از ته چال خرج گذاری با آنفو شد و ۲ متر بعد از آن با خرده های سنگ پر شد و تا ۳/۵ متری سر چال دوباره خرج گذاری شد. تعداد چال های پیش شکاف ۴۸ عدد به دست آمد که ۱۲ عدد چال ها آبدار (سمت غرب بلوک) و ۳۶ عدد چال ها خشک (سمت شرق بلوک) بود. خرج گذاری چال های پیش شکافی در منطقه آبدار با امولایت فشنگی و در منطقه خشک با پودر آذر (مشابه آزمایش دوم) انجام شد. شکل (۴-۲۰) نحوه چالزنی و خرج گذاری چال های آزمایش سوم در منطقه خشک و شکل (۴-۲۱) نیز نحوه چالزنی و خرج گذاری چال های آزمایش سوم در منطقه آبدار را نشان می دهند. تعداد امولایت های فشنگی و نحوه خرج گذاری در هر چال در پیشنهادات آزمایش دوم قسمت خرج گذاری با امولایت فشنگی محاسبه شده است.



شکل (۴-۲۰): دیاگرام چالزنی و خرج گذاری آزمایش سوم در قسمتی که چال های پیش شکافی با پودر آذر خرج گذاری شده است



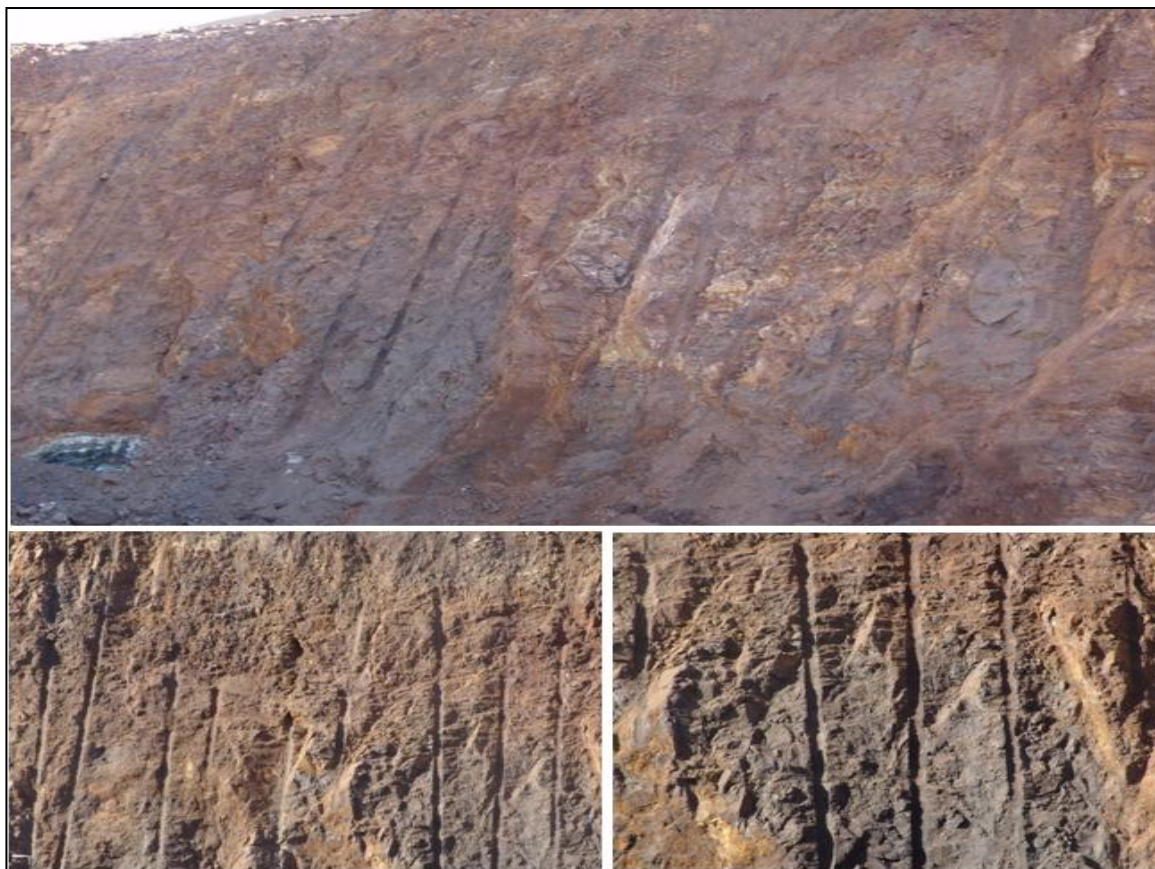
شکل (۴-۲۱): دیاگرام چالزنی و خرج گذاری آزمایش سوم در قسمتی که چال‌های پیش‌شکافی با امولایت فشنگی خرج گذاری شده است

در این آزمایش چال‌های پیش‌شکافی به همراه سایر چال‌ها (تولیدی و ضربه‌گیر) و ۱۵۰ میلی‌ثانیه زودتر از سایر چال‌ها آتش شدند. پس از آن ردیف اول چال‌های تولیدی از سمت لبه پله و بعد ردیف دوم با یک تأخیر ۲۵ میلی‌ثانیه‌ای و در انتها چال‌های ردیف ضربه‌گیر با تأخیر ۵۰ میلی‌ثانیه آتش شدند.

۴-۸-۲- مانیتورینگ کردن دیواره پس از آتشکاری آزمایش سوم

همان طور که در شکل (۴-۲۲) مشخص است آتشکاری چال‌های تولیدی دیواره را تحت تأثیر قرار نداده و نیم‌چالی‌ها روی دیواره مشخص است. بنابراین افزایش فاصله ردیفی چال‌های پیش‌شکاف از ۴/۶ به ۵/۵ متر و استفاده از خرج گذاری منقطع در چال‌های ضربه‌گیر موفقیت‌آمیز بود. همچنین خرج گذاری چال‌های

آبدار پیش شکافی با امولایت فشنگی با موفقیت انجام شد.



شکل (۴-۲۲): نمایی از دیواره پیش شکاف آزمایش سوم پس از انجام آتشفکری

۴-۸-۳- ارزیابی آتشفکری با استفاده از فاکتور QCB

پس از انجام آزمایش سوم دیواره پیش شکاف نه تنها عقب زدگی نداشت (کمتر از ۰/۵ متر) بلکه دیواره پیش شکاف به خوبی کنترل شد. برای کمی کردن نتیجه آزمایش، آن را با روش ارزیابی QCB مورد بررسی قرار داده شد. در جدول (۴-۱۳) فاکتورهای اندازه گیری شده برای محاسبه QCB نشان داده شده است.

جدول (۴-۱۳): فاکتورهای اندازه‌گیری شده در ارتباط با ضریب QCB آزمایش شماره سوم

۰/۵	ضریب RDF
پیش‌شکافی	روش آتشکاری کنترل شده مورد استفاده
جفت نشده و منقطع	روش خرج گذاری چال‌های کنترلی
۳۰-۱۰	وضعیت خردشدگی توده سنگ‌های منطقه
۴۵-۲۵	امتداد دسته درزه‌ها نسبت به امتداد چال‌ها (درجه)
۷۰-۶۰	شیب دسته درزه‌ها (درجه)
۱-۰/۱	فاصله‌داری دسته درزه‌ها (متر)
با موادی با مقاومت کم‌تر پر شده	وضعیت پرشدگی دسته درزه‌ها
۰/۲۹	HCF
۰/۵	BB (متر)
۰/۳۵	ACH
۰/۹۰	SCH
۵/۰۲	QCB
خوب	وضعیت آتشکاری کنترل شده

با توجه به نتایج این آزمایش، نتایج زیر به دست آمده است :

- با توجه به تعیین فاکتور QCB، نتیجه آزمایش از جدول نهایی QCB خوب می‌باشد.
- میزان عقب‌زدگی اندازه‌گیری شده کم‌تر ۰/۵ متر می‌باشد.
- با توجه به اینکه میزان عقب‌زدگی در آتشکاری‌های انجام شده در معدن شماره یک گل‌گهر، حداقل دارای ۴/۵ الی ۵ متر می‌باشند، بنابراین مقدار عقب‌زدگی اندازه‌گیری شده (کم‌تر از ۰/۵ متر) برای کارفرما مطلوب می‌باشد.

۴-۹- نتیجه‌گیری

در این فصل الگوی آتشکاری کنترل شده پیش‌شکافی با در نظر گرفتن تجهیزات و محدودیت‌های موجود طراحی شد که در آزمایش اول این الگو محک خورد. با ارزیابی نتایج و اصلاح پارامترهای چالزنی و

خرج‌گذاری آزمایش دوم انجام شد. استفاده از نمک به همراه پودر آذر در چال‌های پیش‌شکافی در کنترل شکستگی‌های حاصل از آتشکاری پیش‌شکافی نتیجه داد. در آزمایش سوم افزایش بارسنگ چال‌های پیش‌شکاف و استفاده از خرج‌گذاری منقطع در چال‌های ضربه‌گیر در کنترل موج انفجار حاصل از چال‌های تولیدی نتیجه داد. همچنین خرج‌گذاری با امولایت فشنگی در چال‌های آبدار موفقیت‌آمیز بود.

فصل پنجم:

نتیجہ گیری و پیشنهادات

۵-۱- نتیجه‌گیری

در این تحقیق برای جلوگیری از ریزش در دیواره‌های معدن شماره ۱ گل‌گهر روش‌های آتشکاری کنترل‌شده معرفی و مطالعه شد. پس از آن روش مناسب برای انجام آتشکاری کنترل‌شده انتخاب و با توجه به پارامترهای مؤثر بر نتایج آتشکاری کنترل‌شده سه آزمایش انجام و نتایجی بدست آمد که در ادامه آورده شده است:

- برای افزایش تولید و بیشینه کردن سود، استفاده از آتشکاری کنترل‌شده در دیواره‌های نهایی معادن روباز به‌خصوص در قسمت‌هایی که دارای درزه و شکستگی هستند لازم ضروری به‌نظر می‌رسد.
- استفاده از روش آتشکاری کنترل‌شده پیش‌شکافی با در نظر گرفتن شرایط اجرایی مناسب‌ترین گزینه در بین سایر روش‌ها است.
- برای رسیدن به یک الگوی مناسب آتشکاری کنترل‌شده لازم است حداقل دو تا سه آزمایش برای یک شرایط زمین‌شناسی انجام شود. که البته در آتشکاری با توجه به ماهیت آن این موضوع بدیهی است.
- کیفیت یک عملیات آتشکاری کنترل‌شده باید با توجه به شرایط جبری و تحمیلی موجود در آن عملیات مورد بررسی و تحلیل قرار گیرد. قضاوت و مقایسه نتایج دو عملیات آتشکاری کنترل‌شده، بدون در نظر گرفتن شرایط جبری موجود در هر کدام از عملیات، امکان‌پذیر نمی‌باشد. روش ارزیابی نتایج QCB می‌تواند روشی مناسب برای این کار باشد.
- استفاده از خرج‌گذاری منقطع و جفت‌نشده با امولایت فشنگی در آزمایش سوم در چال‌های

پیش‌شکاف موفقیت‌آمیز بود.

- نتایج آزمایش‌های انجام شده نشان داد که بهترین میزان فاصله‌داری چال‌های کنترلی با استفاده از خرج‌گذاری منقطع و جفت‌نشده در روش آتشکاری کنترل‌شده پیش‌شکافی در شرایط خشک و آبدار، ۱/۵ متر می‌باشد.
- بهترین مقدار بارسنگ چال‌های پیش‌شکافی در شرایط خشک و آبدار، ۵/۵ متر می‌باشد. همچنین بارسنگ مناسب چال‌های ضربه‌گیر ۴ متر به دست آمد.
- میزان خرج مصرفی (پودر آذر) در چال‌های کنترلی در روش آتشکاری کنترل‌شده پیش‌شکافی برای شرایط خشک، ۱۷/۵ کیلوگرم می‌باشد. میزان خرج مصرفی (امولایت فشنگی) برای چال‌های پیش‌شکاف در شرایط آبدار ۱۶ کیلوگرم به دست آمد.
- میزان خرج مصرفی (آنفو) برای چال‌های ضربه‌گیر با خرج‌گذاری منقطع ۱۱۸ کیلوگرم به دست آمد.

۵-۲- پیشنهادات

با توجه به بررسی‌های انجام شده و همچنین آزمایش‌های صورت گرفته، موارد زیر به عنوان پیشنهاداتی مفید و کاربردی ارائه شده‌اند:

- پیشنهاد می‌شود جهت شروع آتشکاری چال‌های تولیدی از طرفین دیواره و به موازات دیواره پیش‌شکاف (ردیف چال‌های تولیدی عمود بر دیواره پیش‌شکاف) باشد. این کار باعث کاهش موج ضربه آتشکاری به دیواره پیش‌شکاف شود. در صورتی که جهت آتشکاری چال‌های تولیدی به سمت دیواره باشد در اثر هم‌پوشانی موج آتشکاری حاصل از هر چال موج ضربه حاصل به دیواره

باعث تخریب دیواره می‌شود. این موضوع زمانی که تعداد چال‌های تولیدی بیشتر باشد با اهمیت‌تر است.

- یکی از دلایل تخریب دیواره پیش‌شکاف بالا بودن قدرت تخریب چال‌های تولیدی است. هم‌زمانی انفجار چال‌های تولیدی در داخل هر ردیف باعث هم‌پوشانی موج انفجاری چال‌های هر ردیف شده به طوری که باعث بالا رفتن قدرت تخریب و لرزش زمین می‌شود. برای کنترل موج انفجاری چال‌های تولیدی و به حداقل رساندن آسیب به دیواره پیش‌شکاف پیشنهاد می‌شود در صورت امکان بین چال‌های تولیدی در هر ردیف از تأخیر استفاده شود.
- استفاده از آشکاری ضربه‌گیر در دیواره‌هایی که دارای گسل‌هایی با شیب و راستای مناسب نسبت به دیواره هستند پیشنهاد می‌شود. در بعضی از دیواره‌ها گسل‌هایی وجود دارند که شیب و جهت شیب آن‌ها تقریباً با شیب و جهت شیب دیواره یکسان است. با شناسایی این گسل‌ها در صورت امکان می‌توان از آن‌ها به عنوان محل پیش‌شکاف استفاده کرد و از چال‌های ضربه‌گیر در کنترل صفحه گسل استفاده کرد. در این روش نیازی به چالزنی چال‌های کنترلی نبوده و فقط از چال‌های ضربه‌گیر و تولیدی استفاده می‌شود. بنابراین هزینه‌های چالزنی و آشکاری در این روش نسبت به سایر روش‌های آشکاری کنترل شده کمتر می‌باشد.
- از آن‌جا که طراحی خرج‌گذاری در آشکاری کنترل شده مهم است، پیشنهاد می‌شود در صورت امکان مواد منفجره مخصوص آشکاری کنترل شده خریداری و در طراحی استفاده شود. برخی از این که در طراحی و خرج‌گذاری نمونه‌های خارج از کشور استفاده شده مانند اسپیلتکس است.

منابع فارسی

- استوار ر، ۱۳۷۳، "آتشکاری در معادن"، انتشارات جهاد دانشگاهی صنعتی امیرکبیر، جلد دوم.
- استوار ر، ۱۳۸۰، "آتشکاری مهارشده"، جزوه درسی آتشباری پیشرفته، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، دانشکده معدن.
- خوشرو س.ح، ملکزاده ش.ب، ۱۳۸۶، "ارائه فاکتور QCB جهت بررسی کمی نتایج آتشکاری کنترل شده"، ششمین کنفرانس دانشجویی مهندسی معدن ایران، دانشگاه امیرکبیر.
- دریک ر، ۱۳۸۳، "فنون چالزنی پله‌ای و راهنمای انتخاب تجهیزات شرکت اینگر سول - رند"، ترجمه مهدی یاوری شهرضا، دانشگاه صنایع و معادن ایران.
- رحیمزاده ح، ۱۳۷۹، "آتشکاری پیش‌شکافی"، فصل‌نامه علمی - فنی - اقتصادی فراز، شماره ۱۹، زمستان.
- شرکت مهندسین مشاورکوشا معدن، ۱۳۸۳، "گزارش آشنایی با معدن سنگ آهن گل‌گهر".
- شرکت مهندسین مشاورکوشا معدن، ۱۳۹۰، "طرح پنج ساله استخراج معدن سنگ آهن گل‌گهر از ۸۹ تا ۹۳".
- لادریان ا، ۱۳۷۸، "اصول مکانیک سنگ"، انتشارات اصفهان، ص.ص ۱۳۷-۱۴۴.
- مقررات فنی مواد منفجره و آتشکاری در معادن، ۱۳۸۷، وزارت صنایع و معادن، معاونت امور معدن، دفتر نظارت و ایمنی معدن، نشریه شماره ۴۱۰.

منابع لاتین

- Anon, 1987, "**Explosive and Rock Blasting**", Atlas Powder Company, Field Technical Operation, Dallas, U.S.A.
- Army Office U.S.A., 1997, "**Engineerring And Design Systematic Drilling And Blasting For Surface Excavation**", Washington.
- Berta G., 1990, "**Explosive:An Engineering Tool**". taleaplosivi–Milano.
- Britton, R. and Skidmore D., 1989, "**Time to Breakage Versus Time for Shok Wave Reflectance in Decoupled Explosive Rock Fracturing**", International Journal of Surface Mining and Reclamation, pp. 111-114
- Chiappetta, R.F., 2001, " **The importance of pre-splitting & field controls to maintain stable high walls eliminate coal damage & over break**". Proc. 10th hightech seminar on state of the Art blasting technology, Instrumentation & Explosives Aplication, G1-48, Nashville Tennessee, USA, July 22-26.
- Day, P.R., 1982, "**Controlled Blasting to Minimize Overbreak with Big Boreholes Underground**", Proceedings of the Eighth Conference on Explosives and Blasting Technique, International Society of Explosives Engineers, New Orleans, Louisiana, pp. 264-274.
- Edward, M., 1987, "**Controlled Blasting and is Implications for ...**", Los Almoose.
- Fourney, W.L., Barker D.B., and Holloway D.C., 1984, "**Fracture control blasting**", Proceeding 10th conference on explosive and blasting technique , Orlando ,USA.

- Hemphil, B., 1981, "**Blasting Operation**", Newyork.
- Hustrulid, W., 1999, "**Blasting Principles for open pit mining**", A.A.Balkema, 1999, VOL2.
- Iihoshi, S., Kawakami J., Igarashi T., Nakoa K., 1987, "**smooth blasting using blast hole with notch**", Industrial explosive, vol 48 , no 6 , pp 369-377.
- Jokonya, C., 1997, "**Presplitting for Wall Control**", Mining Engineering, VOL.198, NO.5, P.P.45-50.
- Khoshrou, S.H., 1996, "**THEORETICAL AND EXPERIMENTAL INVESTIGATION OF WALL-CONTROL BLASTING METHODS**", THESIS Ph.D, Department of Mining and Metallurgical Engineering McGill University Montreal, Canada, Chapter 3.
- WU. L., 1999, "**Associated –notch – hole blasting with water coupling**" fragblast 66 – Johhanesburg, South African Institute of Mining and Metallurgy, pp. 247-249.
- Lopez, J., & et al., 1995, "**Drilling and Blasting of Rock**", A.A.Balkema, Chapter 25.
- Oageng K., & et al., 2008, "**PERIMETER CONTROL AT ORAPA DIAMOND MINE**", The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, Surface Mining 2008.
- Olafsson, S., 1998, "**Applied to Explosives Technology for Construction and Mining**". Nora Boktryckeri AB, Sweden.

- Roke, A.J., 1999, "**Limiting Blast-induced Damage on Final Pit Walls**", Blasting Technology, BME, A Member of The Omnia Group, Johannesburg, South Africa.
- Singh, P.K. & Roy M.P., 2010, "**Controlled blasting (pre-splitting) at an open-pit mine in India**" Rock Fragmentation by Blasting.
- Sushil, B., 1997, "Engineering Rock Blasting Operations". A.A.Balkema.
- Workman, J., & Calder P., 1992, "**WALL CONTROL BLASTING**", Blasting Consultant, Calder & Workman, Inc., Washburn, ND.
- www.anobanini.ir
- www.atlascopco.com
- www.dot.stste.on.us
- www.sandvik.com

ABSTRACT

Control blasting using open pit mines in the final walls pit to prevent failure walls is an important factor in reducing mining costs. Because the failure occurs in the wall blocks and cut off part of the mine and is reducing production. Walls in the mine Gol-E-Gohar iron ore mine are being finalized with depth and the approaching final walls in the absence of use controlled blasting and the failure occurs walls causes suspension part of the mine and additional costs for open the mine. To create smooth walls and without failure at Gol-E-Gohar iron mine was designed control blasting pattern. Therefore the first was study controlled blasting methods and with regard to Gol-E-Gohar iron ore mine equipment usability of controlled blasting methods evaluation and pre-split blasting method for design pattern selected. In this study tried with available resources and sample similar being done in the other mine effective factors of results controlled blasting evaluation and controlled blasting pattern is designed in the Gol-E-Gohar iron ore mine. Pattern design with method selected was tested three times. The view, evaluation and modification of the first and second tests, the third test was design and was with acceptable result. These tests were being done in the walls have joints and fracture. The first and second tests were charging to decoupling. Were evaluation useable charging amount, spacing and burden pre-splitting and buffer holes. The use of salt in the pre-split holes charging in second test in control explosion power per-split holes to prevent breakage and suitability split was effective. Increase burden pre-split holes and use of decoupling charging for buffer holes in third test in control shock wave explosion production holes in order to prevent damage to the per-split wall was successful. In the third test using of charging

with cartridge Emoulaite as decoupled in water pre-spllit holes was successful.

Keywords: control blasting, pre-spllit, design pattern, charging decoupled, Gol-E-Gohar iron ore.



Shahrood University Technology

for the degree of master of science/Art

The design of controlled blasting pattern in order to improve the stability of final slope of
Gol-e-Gohar iron ore mine

Nemat allah askarnejad faragheh

Supervisor

Mohammad Atae

Reza Khalokakai

Advisor

Frahang Sereshki

February 2012