

طراحی الگوی حفاری و انفجار بهینه معدن شماره ۳ گل گهر سیرجان با استفاده از آنالیز حساسیت در جهت دستیابی به خردایش مناسب

مرتضی عابدینی
ایران، دانشگاه آزاد اسلامی واحد علوم و تحقیقات
نشانی پست الکترونیک

کاوه آهنگری
ایران، دانشگاه آزاد اسلامی واحد علوم و تحقیقات
Kaveh.Ahangar@gmail.com

احد ضیائی
ایران، دانشگاه آزاد اسلامی واحد علوم و تحقیقات
A.Zyaei_2008@yahoo.com

عماد سرلک شاهمحمدی
ایران، دانشگاه آزاد اسلامی واحد علوم و تحقیقات
Emadshah@yahoo.com

چکیده

این مقاله، با توجه به نقش حیاتی طراحی مناسب الگوی حفاری و انفجار در چگونگی و کیفیت انفجار، با هدف طراحی الگوی حفاری و انفجار بهینه در معدن شماره ۳ گل گهر سیرجان صورت گرفته است. در ابتدای مقاله، با استفاده از روابط تجربی، ضخامت بارسنگ تعیین و سپس سایر پارامترهای انفجاری بر مبنای این پارامتر، محاسبه شده است. سپس، به منظور بررسی سایر نتایج حاصل از انفجار، مانند میزان خردایش، لرزش هوا، لرزش زمین و پرتاب سنگ و همچنین جهت دستیابی به یک الگوی بهینه، این نتایج با کمک روابط تجربی ارائه شده برای هر یک از موارد ذکر شده، محاسبه و تعیین شده اند. نتایج حاصله نشان می دهند که لرزش هوا، لرزش زمین و پرتاب سنگ، به دلیل عدم برخورداری از کیفیت مناسب و مورد نظر می توانند برای معدن مزبور مشکل آفرین باشند. بر این اساس، با استفاده از روش آنالیز حساسیت (بر پایه افزایش درصد ضخامت بارسنگ)، مقدار بهینه ضخامت بارسنگ تعیین گردیده و بر اساس آن الگوی حفاری و انفجار بهینه برای معدن شماره ۳ گل گهر سیرجان طراحی شده است.

ABSTRACT

Designing the optimal blasting pattern of number 3 Golgohar Sirjan mine with the aid of sensitivity analysis in order to achieve adequate fraction. As an adequate design of blasting pattern plays an important role in the quality of explosion, the aim of this paper is designing the optimal blasting pattern for number 3 Golgohar Sirjan mine. At first, burden was calculated using the empirical equations, then the other blasting parameters were calculated based on achieved burden amount. In order to investigate the other consequences of blasting such as fraction size, air blasting, ground vibration and fly rock, these consequences were calculated using empirical equations, too. Results of these calculations show that fly rock, ground vibration and air blasting can lead to some problems for the mine. Hence, by using sensibility analysis (based on increasing the amount of burden), the optimal amount for burden was chosen and the optimal blasting pattern was designed

کلمات کلیدی: الگوی حفاری و انفجار، ضخامت بارسنگ، آنالیز حساسیت، معدن گل گهر

مقدمه

معدن ادامه می یابد. راه آهن بافق - بندر عباس از هشت کیلومتری معدن عبور می کند. یک انشعاب به طول حدوداً ۱۰ کیلومتر از آن منشعب و معدن را به این خط آهن متصل می سازد. راه دسترسی به آنومالی شماره ۳ از طریق یک جاده خاکی به طول ۱ کیلومتر به سمت غرب از آنومالی شماره یک مسیر خواهد بود

شرایط آب و هوایی

آب و هوای منطقه گل گهر خشک و کویری بوده و متوسط میزان بارندگی سالیانه در خلال سال های ۱۳۶۳ تا ۱۳۸۱ به طور متوسط مقدار ۱۴۴ میلی متر بوده است. به طور کلی در این منطقه بارش در زمستان و بهار و گاهی در میانه مرداد ماه صورت می گیرد. دامنه تغییرات درجه حرارت در طول فصول سال و همچنین در شبانه روز زیاد است. میزان اختلاف دما در شبانه روز گاهی به ۳۵ درجه می رسد. حداکثر درجه حرارت ۴۲ درجه و مربوط به مردادماه و حداقل آن ۱۶- درجه سانتی گراد و مربوط به دی ماه است.

توپوگرافی عمومی منطقه

توپوگرافی کلی ناحیه معدنی گل گهر شامل یک دشت وسیع هموار و ناهموار است که تکرشته هایی از تشکیلات کربناته در آن بیرون زدگی دارد. کوه های ستیغ دار که در اطراف آن دشت های آبرفتی و نمک زارهای مسطح قرار گرفته است. امتداد عمومی ارتفاعات شمال غربی - جنوب شرقی است. ارتفاع متوسط دشت های آبرفتی ناحیه معدنی از سطح دریا حدود ۱۷۲۰ متر است. در شمال معدن نمکزار کفه خیرآباد قرار دارد. در غرب معدن دو رشته کوه موازی به نام چاه بره با امتدادهای شمال غربی - جنوب شرقی و ارتفاع ۱۹۸۶ متر قرار گرفته است. در جنوب ناحیه، رشته کوه عین البر با ارتفاع ۲۰۳۷ متر و امتداد غربی - شرقی قرار گرفته است و در قسمت های جنوبی تر نواحی پست و نمکزار کفه مرگ قرار دارد. در جنوب غربی ناحیه معدنی، زمین های هموار با فرسایش آبراهه های متعدد (هزاردره) در کنگلومرای نوژن بوجود آمده قرار گرفته است.

منطقه مورد مطالعه عموماً از آبرفت های عهد حاضر پوشیده شده است و ارتفاعات معدودی که رخنمون دارند شامل سنگ های دگرگونی پالئوزوئیک در جنوب و جنوب غرب معدن و سنگ های رسوبی مزوزوئیک و سنوزوئیک در شرق معدن می باشد. سنگ های پالئوزوئیک شامل کمپلکس گل گهر بوده که این مجموعه قدیمی ترین مجموعه دگرگونی این منطقه را تشکیل می دهد. ذخایر شش گانه سنگ آهن گل گهر در این کمپلکس قرار گرفته است. بخش تحتانی این کمپلکس شامل تناوبی از گنیس، میکا شیست، آمفیبولیت و کوارتزیت می باشد [۲].

مشخصات فنی معدن شماره یک گل گهر

تمامی خصوصیات ذکر شده، شامل ویژگی های زمین شناسی، کانی شناسی، آب و هوایی و غیره قابل تعمیم برای ذخیره شماره یک نیز می باشد. در حال حاضر چندین جبهه کار به صورت همزمان فعالیت استخراج روباز در این معدن را انجام می دهند. چال های انفجاری با قطر ۹ و هفت هشتم اینچ و عمق ۱۷ متر حفاری می گردند.

پارامتر های موثر در طراحی الگوی انفجاری و معرفی روابط تجربی

برای محاسبه پارامترهای انفجار

پارامتر های قابل کنترل در انفجار

یکی از اساسی ترین و حساس ترین پارامترهای موثر بر اقتصاد و حیات معدن خردایش سنگ می باشد. انجام یک انفجار خوب و مطلوب، کاهش هزینه های کل خردایش سنگ، بهبود و بازدهی عملیات حفاری و بارگیری و بهبود عملیات بعد از استخراج مواد معدنی که شامل ورود مواد به سنگ شکن های اولیه و ثانویه و غیره است. به منظور دستیابی به تمام موارد ذکر شده لازم است تا باشناسایی عوامل تاثیر گذار بر فرایند چالزنی و انفجار آن را بهینه نمود.

محققین زیادی نظیر آقایان اندرسون^۱ در سال ۱۹۵۲، فرانکیل^۲ ۱۹۵۲، پیرس^۳ ۱۹۵۵، هینو^۴ ۱۹۵۹، آلمان^۵ ۱۹۶۰، اش^۶ در سال ۱۹۶۳، لانگ فورس^۷ در سال ۱۹۶۳، هانسن^۸ ۱۹۶۷، آکار^۹ ۱۹۷۲، کونیا^{۱۰} در سال ۱۹۷۳ و ۱۹۸۳، لویز^{۱۱} ۱۹۸۰ و ۱۹۹۵، روستن^{۱۲} ۱۹۹۰ و هوسترولید^{۱۳} ۱۹۹۵ روابطی را جهت تعیین الگوی انفجار مناسب ارائه داده که در این گزارش مورد استفاده قرار می گیرد.

در این تحقیق به دلیل عدم امکان انفجار و امتحان کاربردی و عملی در معدن، به طراحی الگوی انفجاری به صورت تجربی پرداخته می شود. با داشتن پارامترهای اولیه و با استفاده از روابط تجربی، بردن^{۱۴} را از هر کدام از فرمول های موجود به طور جداگانه محاسبه می شود سپس سایر پارامترهای انفجار، با وجود داشتن بردن محاسبه می شود. در ادامه با داشتن سایر پارامترهای انفجار، با استفاده از فرمول تجربی کوزنتسوف خردایش بدست آمده از هر کدام از فرمول های تجربی بردن بدست می آید. سپس با آنالیز حساسیتی که انجام می شود می توان با توجه به اندازه ورودی سنگ شکن اولیه، بهترین فرمول تجربی که برای این معدن مناسب است را با توجه به خردایش مناسب به دست آورد. الگوی مناسب که بتوان با استفاده از این الگو، علاوه بر بهینه کردن خردایش، پارامترهای دیگر از جمله لرزش زمین، لرزش هوا، عقب زدگی و پرتاب سنگ را نیز کاهش داد.

معرفی اجمالی معدن گل گهر سیرجان

موقعیت جغرافیایی معدن و راه های ارتباطی

ناحیه معدنی سنگ آهن گل گهر با شش ذخیره سنگ آهن در ۵۰ کیلومتری جنوب غرب سیرجان در استان کرمان واقع شده است. مختصات جغرافیایی ناحیه به صورت زیر است.

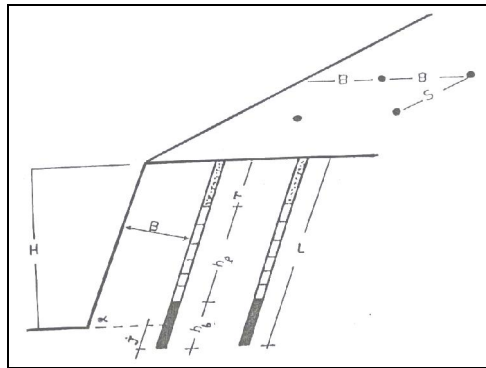
عرض جغرافیایی: ۲۹° ۷ تا ۲۹° ۳

طول جغرافیایی: ۵۵° ۱۵ تا ۵۵° ۲۴

راه ارتباطی این منطقه جاده آسفالت سیرجان شیراز است که بعد از ۴۲ کیلومتر در جاده آسفالت سیرجان به سمت شیراز یک راه فرعی آسفالت به طرف جنوب تا

- 1 Anderson
- 2 Fraenkel
- 3 Pearse
- 4 Hino
- 5 Alsmann
- 6 Ash
- 7 Langefors
- 8 Hansen
- 9 Ucar
- 10 Konya
- 11 Lopez jimeno
- 12 Rustan
- 13 Hustrulid
- 14 burden

نکات ذیل در مورد انتخاب فاصله ردیفی چال‌ها باید مورد توجه قرار گیرد. اگر مقدار فاصله ردیفی چال‌ها بیش از حد بهینه کمتر باشد، مشکل پاشنه، لرزش هوا، سر و صدای زیاد، خردایش غیر یکنواخت و پرتاب سنگ قطعات بزرگ وجود دارد اما سطح بعد از انفجار صاف خواهد بود [۱]. اگر فاصله ردیفی چال‌ها از حد بهینه بیشتر باشد خردایش نامناسب، خردشدگی زیاد سنگ در اطراف چال، تولید سنگ‌های بزرگ، مشکلات پاشنه، شکست ناقص بین چال‌ها و ناصاف بودن سطح بعد از انفجار ایجاد می‌شود [۴].



شکل (۱): پارامترهای هندسی انفجار

ارتفاع پله

مهمترین عوامل تعیین کننده ارتفاع پله را می‌توان به مقدار استخراج روزانه، توپوگرافی زمین، مکانیک سنگ معدن و امکان دسترسی به ماشین‌آلات و سنگ شکن نام برد. چنانچه ارتفاع پله کم باشد هر تغییر در ضخامت بار سنگ و فاصله ردیفی چال‌ها تاثیر زیادی در نتیجه انفجار دارد اما اگر این ارتفاع زیاد باشد برای ثابت نگهداشتن خردایش با فرض ثابت بودن بار سنگ می‌توان فاصله ردیفی چال‌ها را افزایش داد. با زیاد شدن ارتفاع چال ریسک انحراف بیشتر و در نتیجه این انحراف در خردایش نامناسب لرزش زیاد، پرتاب سنگ و عقب زدگی افزایش می‌یابد.

اضافه حفر چال

در بسیاری موارد حفر چال تا مقداری پایین‌تر از کف پله پایینی نیز ادامه می‌یابد و این مقدار را اضافه حفر چال گویند. اگر اضافه حفر چال کوچک باشد مشکل بارگیری و پاشنه را خواهیم داشت اما اگر بزرگ باشد افزایش هزینه حفاری، لرزش زیاد، خردایش بیش از حد پاشنه، احتمال بیشتر شدن قطع‌شدگی فتیله وجود خواهد داشت. در شکل (۲) ارتباط اضافه حفر با شیب چال نشان داده شده است.

میزان پودر گذاری

اصولاً بخشی از چال خرج گذاری نشده، بلکه با مواد بی‌ارزش پر می‌شود تا فضای چال را محدود کند این امر برای استفاده بیشتر از فشار گاز حاصل از انفجار ماده ناریه ضروری است همچنین لرزش هوا و پرتاب سنگ را نیز کم می‌کند. مناسب‌ترین مواد برای پر کردن دهانه چال خردریزه‌های حاصل از حفر چال است که اندازه ذرات آن می‌بایست بزرگتر از $1/25D$ و کوچکتر از $1/17D$ باشد [۱].

[۱]

به‌طور کلی پارامترهای موثر در انفجار که توسط مهندس طراح قابل تغییر هستند به شرح زیر می‌باشند:

۱- قطر چال ۲- طول چال ۳- اضافه حفاری ۴- شیب چال ۵- طول پودر گذاری
۶- نوع موادی که در پودر گذاری استفاده می‌شود ۷- طول پله ۸- الگوی انفجار ۹- جهت‌داری انفجار ۱۰- سیستم اولیه یا محرکه اولیه انفجار ۱۱- نوع مواد منفجره ۱۲- انرژی حاصل از مواد منفجره ۱۳- نوع خرج گذاری.

هدف از انفجار در عملیات روباز استفاده معقول از حفر چال و مواد ناریه است تا بتوان اقدام به خرد کردن سنگ نمود. بین پارامترهای مربوطه می‌تواند روابط منطقی وجود داشته باشد، اما این روابط تابع از شرایطی از قبیل هدف آتشباری، نوع و ساختمان سنگ، کیفیت ماده منفجره و شرایط محیط کار هستند.

قطر چال

انتخاب صحیح قطر چال برای کسب حداکثر خردشدگی و حداقل هزینه بسیار مهم است. عواملی همچون میزان استخراج، ارتفاع پله، نحوه خردشدن، لرزش زمین و هوا و پرتاب سنگ حاصل از انفجار ماده منفجره در انتخاب قطر چال موثر هستند. سرعت حفاری با قطر چال نسبت معکوس دارد. یعنی چال‌های قطور با سرعتی کمتر از چال‌های کم قطر حفر شوند. هزینه حفاری و آتشباری با افزایش قطر کاهش می‌یابد. چال‌های با قطر کم به هم نزدیک‌تر هستند بدین لحاظ توزیع انرژی ماده منفجره در آن بهتر از چال‌های قطور انجام می‌شود. در این مورد هزینه حفاری زیاد می‌شود. اما لرزش زمین قابل کنترل و خرد شدن سنگ یکنواخت و پرتاب سنگ کم می‌شود. در جدول (۱) ارتباط مقاومت فشاری تک محوری با قطر چال نشان داده شده است.

قطر چال (mm)	سنگ نرم و متوسط $\sigma_c < 120Mpa$	سنگ سخت و خیلی سخت $\sigma_c > 120Mpa$
۶۵	۱۹۰	۶۰
۸۹	۲۵۰	۱۱۰۰
۱۵۰	۵۵۰	۲۷۰

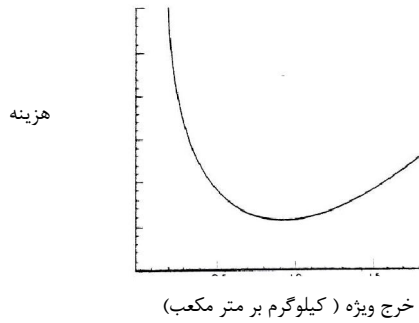
جدول (۱): ارتباط مقاومت فشاری تک محوری با قطر چال [۱]

ضخامت بار سنگ

نزدیکترین فاصله سطح آزاد هنگام انفجار تا محل چال را ضخامت بار سنگ می‌نامند که می‌توان آنرا به‌عنوان مهم‌ترین و بحرانی‌ترین متغیر در طراحی انفجار روباز به حساب آورد. ضخامت بار سنگ در ارتباط مستقیم با سایر عوامل آتشکاری است و تغییرات آن اثری قاطع بر پیامدهای انفجار خواهد داشت و اگر خطایی در انتخاب آن پیش آید اثرش در نتیجه آتشکاری خیلی بیشتر از سایر پارامترها است. اگر ضخامت بار سنگ کم شود پرتاب سنگ، لرزش هوا، خردایش بیش از حد سنگ و لرزش هوا زیاد می‌شود. اگر ضخامت بار سنگ بیش از حد مورد نیاز باشد لرزش زمین زیاد، خردایش و جابه‌جایی کم، عقب‌زدگی و احتمال وجود پاشنه و سطح ناصاف زیاد می‌شود. اگر ضخامت بار سنگ خیلی بیشتر از مقدار صحیح آن باشد، توده سنگ حرکت نکرده و در نتیجه لرزش زمین را در پی خواهد داشت.

فاصله ردیفی چال‌ها

فاصله ردیفی چال‌ها در جهت عمود بر ضخامت بار سنگ را فاصله ردیفی چال‌ها می‌گویند. فاصله ردیفی چال‌ها معمولاً بیش از ضخامت بار سنگ است در شکل (۱) در سطح خارجی تنش کششی و در نزدیکی چال تنش فشاری حاصل می‌شود و سنگ از بیرون به داخل می‌شکند که نتیجه این انفجار رضایت بخش است. فاصله ردیفی چال‌ها به نوبت انفجار (فوری، تاخیری) و ضریب سفتی (H/B) بستگی دارد.



نمودار(۲): ارتباط بین خرج ویژه و هزینه

حفری ویژه

مقدار حفاری انجام شده برای استحصال یک تن یا یک متر مکعب سنگ را حفاری ویژه گویند که به اختصار طبق روابط زیر نشان داده شده است.

$$ps = \frac{\frac{H}{\cos \beta} + J}{B} (m^3) \quad (1)$$

$$ps = \frac{\cos \beta * S * H}{\left(\frac{H}{\cos \beta} + J\right)(250\pi D^2)}$$

$$ps = \frac{B}{\cos \beta * S * H} \quad (2)$$

β : زاویه شیب چال بر حسب درجه

S: فاصله ردیفی چال ها بر حسب متر

J: اضافه حفر چال بر حسب متر

B: ضخامت بار سنگ بر حسب متر

H: ارتفاع پله بر حسب متر

D: قطر چال بر حسب میلی متر

خردایش سنگ

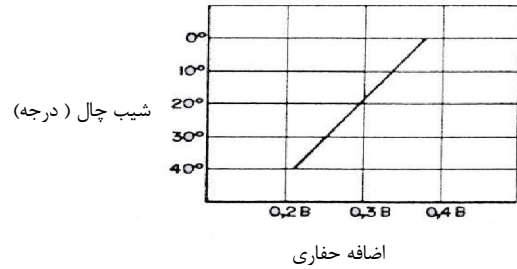
به طور کلی دلایل اصلی انفجار کاهش مقاومت سنگ و خردایش سنگ است. هر معدنی یک خردایش خاص می طلبد چون بستگی به سیستم حمل و سنگ شکن خواهد داشت. اگر انفجار خوب صورت نگیرد روی تمامی عوامل حمل و فراوری تاثیر خواهد داشت. آقای کوزنتسوف در سال ۱۹۴۳ رابطه ای تجربی برای محاسبه خردایش سنگ به دست آورده اند که به شرح زیر است:

$$x = A \left[\frac{V}{Q_t} \right]^{0.8} Q_t^{1/6} \quad (3)$$

که:

x: متوسط ابعاد ذرات خرد شده حاصل از انفجار (cm)

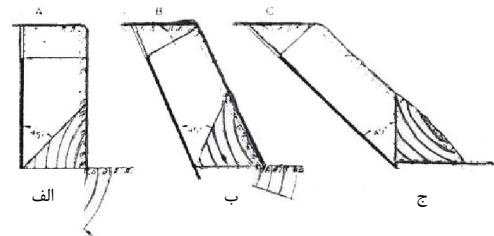
A: فاکتور سنگ است که بستگی به جنس سنگ دارد. در سنگ های سخت ۷-۸، در سنگ های متوسط ۱۰ و در سنگ های سخت ۱۲ انتخاب شده است.



نمودار(۱): ارتباط بین اضافه حفاری و شیب چال

شیب چال

در حالتی که هدف انفجار یک سطح شیب دار باشد، چنانچه از چال مایل استفاده شود ضخامت بار سنگ در سر تاسر طول پله یکسان است اما اگر از چال قائم استفاده گردد در ترازهای مختلف ضخامت بار سنگ مختلف خواهد بود. در شکل ۳ حالت الف چال به صورت قائم حفر شده است که در این حالت زون شکست درشت دانه و موج انعکاس ضربه وجود دارد. در حالت ب چال مایل است و زون سنگ درشت دانه و موج انعکاس ضربه وجود دارد. از بین حالت های مذکور شکل ب بهینه است چرا که در حالت الف زون موج انعکاس ضربه و در حالت ج زون قطعات درشت دانه خیلی زیاد است.



شکل(۳): تاثیر شیب بر روی پاشنه و اندازه مصالح [۱]

شیب چال (به عدد)	شیب چال (درجه)	طول چال
۱:۱	45	$L=1.41 H+J$
۲:۱	63	$L=1.21 H+J$
۳:۱	72	$L=1.05 H+J$
۵:۱	78	$L=1.02 H+J$
۱۰:۱	84	$L=1.005 H+J$
∞:۱	90	$L=H+J$

جدول(۲): ارتباط طول چال با شیب چال [۱]

خرج ویژه

مقدار ماده منفجره مورد نیاز برای شکستن یک تن یا یک متر مکعب سنگ را خرج ویژه گویند. عوامل افزایش دهنده خرج ویژه عبارتند از: ۱- افزایش قطر ۲- درجه خردایش ۳- مقاومت سنگ ۴- جابه جایی سنگ ۵- تورم ۶- حفاری در قسمت محدب ۷- مقاومت کم در بخش گل گذاری ۸- توزیع نامناسب خرج ۹- زمان تاخیر نامناسب ۱۰- تولید زون ضربه گیر ۱۱- نسبت کم طول جبهه کار به عرض بلوک انفجاری. در نمودار (۲) ارتباط خرج ویژه با هزینه نمایش داده شده است.

فرمول‌های تجربی محاسبه بردن

فرمول اندرسن¹⁵ (۱۹۵۲):

اندرسن در سال ۱۹۵۲ فرمول زیر را برای محاسبه بار سنگ ارائه داد:

$$B = K\sqrt{D.L} \quad (۹)$$

B: بار سنگ (فوت)

D: قطر چال (اینچ)

K_B : ضریبی است که به مقاومت سنگ و نوع ماده منفجره بستگی دارد و از جدول

زیر استخراج می‌گردد:

مقاومت سنگ			نوع ماده منفجره
سخت (MPa)	متوسط (MPa)	نرم (MPa)	
۲۰	۲۵	۳۰	دانسیتیه پایین (۰/۸-۰/۹) و مقاومت پایین
۲۵	۳۰	۳۵	دانسیتیه متوسط (۱/۲-۱) و مقاومت متوسط
۳۰	۳۵	۴۰	دانسیتیه بالا (۱/۶-۱/۳) و مقاومت بالا

جدول (۵) K_B به عنوان تابعی از جنس سنگ و نوع ماده منفجره [۱]

البته اش روایطی را نیز برای محاسبه طول چال انفجاری (H)، اضافه حفاری (J)، گل گذاری (T) و فاصله ردیفی چال‌ها (S) ارائه کرد که همگی به صورت تابعی از بار سنگ بیان گردیده‌اند:

$$H = K_H \times B \quad (۱۰)$$

$$J = K_J \times B \quad (۱۱)$$

$$T = K_T \times B \quad (۱۲)$$

$$S = K_S \times B \quad (۱۳)$$

K_H : بین ۱/۵ تا ۴

K_J : بین ۰/۲ تا ۰/۴

K_T : بین ۰/۷ تا ۱

K_S برای انفجار آبی برابر ۲، انفجار با تاخیر طولانی ۱ و برای انفجار با تاخیرهای کوتاه بین ۱/۲ تا ۱/۸ می‌باشد.

فرمول کونیا^{۱۶} (۱۹۸۳):

$$B = \left[\frac{2\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] * D \quad (۱۴)$$

پارامترهای معرفی شده مانند پارامترهای کونیا ۱۹۷۲ می‌باشد و فاصله ردیفی چال‌ها، گل گذاری و اضافه حفاری نیز بر طبق روابط ۱۱ تا ۱۴ محاسبه می‌شوند.

V: حجم سنگ که از حاصل ضرب $B \times S \times H$ بدست می‌آید.

Q_t : مقدار TNT که مصرف می‌شود تا یک متر مکعب سنگ منفجر شود.

$$\bar{x} = A(sc)^{-0.8} Q_e^{0.166} \left[\frac{115}{E_{Anfo}} \right]^{0.63} \quad (۴)$$

لرزش هوا

تا زمانی که امواج انفجاری بسامدی حدود ۲۰ هرتز داشته باشند هیچ صدایی شنیده نمی‌شود ولی اگر بسامدی بیشتر از ۲۰ هرتز را تولید کنند آنگاه صدا تولید می‌شود. به طور کلی آستانه شنود انسان تا ۲۰۰۰۰۰۰۰۰ کیلو پاسکال است و به فشاری بیشتر از آن فشار برتر اتلاق می‌شود.

$$db = 20 \log p_0 + 154 \quad (۴)$$

که در این فرمول:

$$P_0 \text{ فشار برتر است که از رابطه زیر محاسبه می‌شود: } P_0 = 3.3 \left(\frac{D}{W^3} \right)^{-1.2} \quad (۵)$$

D: فاصله تا محل انفجار (m)

W: میزان مواد منفجره مصرفی به ازای هر پرپود انفجاری است.

طبق جدول زیر می‌توان خطرناک بودن و ایمن بودن آنرا تشخیص داد. [۳]

P0 (Psi)	۳	۲	۰/۵	۰/۰۰۰۳	۰/۰۰۰۰۳	۰/۰۰۰۰۰۰۳
db	۱۸۰	۱۷۶	۱۶۴	۱۰۰	۶۰	۰

جدول (۴) وضعیت فشار برتر با میزان صدای تولید شده [۳]

پرتاب سنگ

$$L = 143d(sc - 0.2) \quad (۶)$$

d: قطر چال انفجاری (اینچ)

sc: میزان خرج ویژه (کیلوگرم بر متر مکعب) [۳]

سرعت حرکت ذرات حاصل از انفجار (Vp)

$$sd = \frac{D}{\sqrt{w}} \quad (۷)$$

$$V = 100 \left(\frac{D}{\sqrt{w}} \right)^{-1.6} \quad (۸)$$

V: سرعت حرکت ذرات حاصل از انفجار (in/se)

D: فاصله تا محل انفجار (فوت)

W: میزان مواد منفجره مصرفی به ازای هر پرپود انفجاری (پوند) [۳]

Vp (in / se)	توضیح
<2	منطقه ایمن
>=2	منطقه خطرناک

جدول (۴) ارتباط سرعت حرکت ذرات و منطقه ایمن و غیر ایمن براساس استاندارد

کشور آمریکا [۳]

فرمول لویز جیمینو^(۱۹۹۵):

$$B = k\sqrt{DL} = \sqrt{8 * 55.77} = 21.12(ft) = 6.43(m) \equiv 6.44(m)$$

$$S = 1.35 * 6.44 = 8.7 (m)$$

$$T = 0.7 * 6.44 = 4.5 (m)$$

$$J = 2 (m)$$

$$H = 15 (m)$$

$$L = 15 + 2 = 17 (m)$$

$$he = 17 - 4.5 = 12.5$$

$$Q = \frac{\pi(0.2032)^2}{4} * 12.5 * 850 = 344.56(kg)$$

$$V = 15 * 6.44 * 8.7 = 840.42 (m^3)$$

$$SC = 344.56$$

$$840.42 = 0.41 (kg/m^3)$$

$$N_h = \frac{84 * 24}{6.44 * 8.7} = 36$$

با استفاده از رابطه کوزنتسوف:

$$x = A(sc)^{-0.8} Q_e^{0.166} \left[\frac{115}{E_{Anfo}} \right]^{0.63} = 8(0.41)^{-0.8} * 344.56^{0.166} \left[\frac{115}{100} \right]^{0.63} = 47.02(cm)$$

$$p_o = 3.3 \left[\frac{1000}{(12404.16)^{1/3}} \right]^{-1.2} = 0.036(Mpa)$$

$$DB = 20 \log(0.036) + 154 = 125.12db$$

$$L = 143 * 8(0.41 - 0.2) = 240.24(m)$$

$$Sd = \frac{3280.83(ft)}{\sqrt{12404.16 * 2.205(lb)}} = 19.84 < 25$$

جدول (۸) پارامترهای انفجاری بدست آمده از رابطه بردن اندرسون

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m ³)
6.44	8.7	4.5	2	17	344.56	840.42
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
47.02	36	12404.16	125	240.24	19.84	0.84

با استفاده از رابطه اش (۱۹۶۳):

$$B = K_B (D / 12) = 30 * (8 / 12) = 6 (m)$$

بنابراین تمامی پارامترهای اش همانند محاسبات روش پیرس بدست می آیند.

این محقق پارامترهای آتشی را بر حسب قطر چال و در جدول (۶) و (۷) ارائه نمود:

مقاومت فشاری تک محوری (MPa)	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)
UCS > 180	120 < UCS < 180	70 < UCS < 120	UCS < 70	مقاومت فشاری تک محوری (MPa)
33D	35D	37D	39D	B
38D	43D	47D	51D	S
35D	32D	34D	35D	T
12D	12D	11D	10D	J

جدول (۶) محاسبه پارامترهای انفجار با چال‌های با قطر کم [۲]

مقاومت فشاری تک محوری	مقاومت فشاری تک محوری	مقاومت فشاری تک محوری	پارامترهای انفجار	نوع ماده منفجره
37D 25D	44D 32D	52D 40D	H T	آنفو امولسیون اسلاری
21D 24D	23D 27D	28D 33D	B S	آنفو
30D 34D	32D 37D	38D 45 D	B S	امولسیون، اسلاری

جدول (۷) پارامترهای انفجار برای آتشی برای چال‌های با قطر زیاد [۳]

طراحی الگوی انفجاری در باطله و ماده معدنی

در این قسمت ابتدا به طراحی الگوی انفجاری در باطله و ماده معدنی پرداخته می‌شود. با توجه به اطلاعات مربوط به باطله معدن، ابتدا از فرمول‌های مختلف ضخامت بار سنگ عنوان شده در قسمت‌های قبل استفاده نموده و سایر پارامترهای انفجاری محاسبه می‌شود. سپس با داشتن ضخامت بار سنگ به محاسبه سایر پارامترهای انفجار با استفاده از فرمول‌های اش پرداخته می‌شود.

$$D = 8(in) = 0.2032(m)$$

$$H = 15(m)$$

$$\rho_e = 0.85(kg / m^3)$$

$$V_{OD} = 4500 (m / s)$$

$$P_{OD} = 4426 (Mpa)$$

$$\sigma_t = 5(Mpa)$$

$$\sigma_c = 50(Mpa)$$

$$\rho_r = 2.017 (gr / cm^3)$$

ابعاد الگوی انفجاری ۸۴×۲۴ است.

با توجه به مقاومت فشاری تک محوره سنگ، سنگ در رده سنگ‌های متوسط تا ضعیف یا با مقاومت کم قرار گرفته است.

بنابراین ثابت‌های فرمول آقای اش برای محاسبه سایر پارامترها به شرح زیر است:

$$k_s = 1.35, k_T = 0.7, k_I = 0.2$$

با استفاده از فرمول اندرسون ۱۹۵۲:

با استفاده از رابطه اندرسون ۱۹۵۲:

$$B = k\sqrt{DL} = \sqrt{(79/8) * 55.77} = 23.47(ft) = 7.15(m)$$

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m3)
7.15	8.58	5	2	17	504.7	920.2
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
59.53	34	17159.8	126.25	494.24	16.86	1.08

جدول (۱۲) پارامتر های انفجاری بدست آمده از رابطه بردن اندرسون ۱۹۵۲

با استفاده از رابطه اش (۱۹۶۳):

$$B = KB (D / 12) = 20 * ((79/8) / 12) = 5 (m)$$

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m3)
5	6	3.5	2	17	525.73	450
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
32.74	67	35223.9	128.75	1369.7	11.77	1.93

جدول (۱۳) پارامتر های انفجاری بدست آمده از رابطه بردن اش

با استفاده از رابطه کونیا ۱۹۸۳:

$$B = \left[2 \frac{\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] D(in) = \left[2 \frac{0.85}{4} + 1.5 \right] * \frac{79}{8} = 19(ft) = 5.8(m)$$

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m3)
5.8	7	4	2.32	17.32	557.7	609
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
40	50	27885	127.93	1016.7	13.23	1.6

جدول (۱۴) پارامتر های انفجاری بدست آمده از رابطه بردن کونیا ۱۹۸۳

با استفاده از رابطه لویز جیمینو ۱۹۹۵:

$$B = 28 * 0.251 = 7 (m)$$

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m3)
6	8.1	4.2	1.2	16.2	330.78	729
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
43	42	13892.76	125.5	286	18.75	0.92

جدول (۹) پارامتر های انفجاری بدست آمده از فرمول بردن اش

با استفاده از فرمول کونیا ۱۹۸۳:

$$B = \left[2 \frac{\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right] D(in) = \left[2 \frac{0.85}{2.017} + 1.5 \right] * 8 = 18.74(ft) = 5.7(m)$$

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m3)
5.7	7.7	4	1.14	16.14	334.64	658.35
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
40.69	46	15393.44	125.87	331.76	17.81	0.99

جدول (۱۰) پارامتر های انفجاری بدست آمده از رابطه بردن کونیا ۱۹۸۳

با استفاده از رابطه لویز جیمینو ۱۹۹۵: $B = 28 * 0.2032 = 5.7 (m)$

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m3)
5.7	6.7	4	1.14	16.14	334.64	572.85
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
32.5	52	17401.28	126.04	446.16	16.74	1.1

جدول (۱۱) پارامتر های انفجاری بدست آمده از رابطه بردن آقای لویز جیمینو ۱۹۹۵

محاسبه الگوی انفجاری در ماده معدنی

$$\rho_e = 0.85(kg / m^3)$$

$$\sigma_t = 14(Mpa)$$

$$V_{OD} = 4500(m / s)$$

$$\sigma_c = 140(Mpa)$$

$$P_{OD} = 4426(Mpa)$$

$$\rho_r = 4(gr / cm^3)$$

$$D = 9 \frac{7}{8} (in) = 0.251(m)$$

$$H = 15(m)$$

با توجه به مقادیر بالا مشخص است که سنگ در رده سنگ‌های سخت قرار می‌گیرد بنابراین ثابت‌های اش به قرار زیر است

$$k_s = 1.2, k_T = 0.7, k_l = 0:$$

نتیجه گیری

انفجار در معادن به منظور خرد کردن باطله و ماده معدنی انجام می‌گیرد تا بارگیری سریعتر و ارزانتر انجام پذیرد. هر چند هدف اولیه انفجار سنگ‌ها در معادن روباز خرد کردن و نهایتاً تسهیل در بارگیری است اما اهداف دیگر نیز باید مورد توجه قرار گیرند. به‌طور کلی اندازه سنگ‌های منفجر شده باید به اندازه کافی کوچک باشند که به راحتی در داخل جام سیستم بارگیری جای گیرند و نیاز به انفجار ثانویه نداشته باشند که به راحتی داخل جام سیستم بارگیری جای گیرند. به طو کلی نتایج حاصل به شرح زیر است:

- ۱- در مجموع محاسباتی که انجام گردید نشان داد که بهتر است الگوی انفجار معدن گل گهر در قسمت باطله بر مبنای روش اش طراحی و اجرا گردد.
- ۲- اگر ابعاد الگوی انفجاری در باطله معدن گل گهر 8×6 باشد از نتایج مطلوبی برخوردار است.
- ۳- از آنالیز حساسیت انجام شده بر روی نتایج به‌دست آمده از فرمول آقای کونیا به این نتیجه می‌توان رسید که ابعاد الگوی انفجاری 8×6 علاوه بر داشتن خردایش مطلوب از پرتاب سنگ و لرزش هوا هم جلوگیری به عمل می‌آورد.
- ۴- رابطه افزایش ضخامت بار سنگ و افزایش خردایش، کاهش پرتاب سنگ، کاهش لرزش هوا تقریباً به‌صورت خطی است.

پیشنهادات

- ۱- به‌دلیل امکان عقب‌زدگی در پترن انفجاری پیشنهاد می‌گردد از تاخیر ۳ تا ۴ میلی‌ثانیه بر فوت در بین ردیف‌های چال استفاده گردد.
- ۲- از آنجا که سنگ‌های منطقه گل گهر دارای درزه و شکاف می‌باشند لذا حفاری در این نوع سنگ‌ها می‌تواند از نظر انحراف چال مد نظر باشد. بر این اساس باید تمامی عواملی که باعث انحراف چال می‌شوند توجه کامل شود تا چال از مسیر اصلی خود منحرف نگردد.
- ۳- به دلیل اینکه وضعیت درزه و شکاف‌های منطقه یا به‌طور کلی وضعیت دسته‌درزه‌ها بر روی انفجار اثر نامطلوبی را خواهد گذاشت بهتر است که پس از برداشت دقیق ناپیوستگی‌های منطقه مجدداً طراحی بر مبنای آنها انجام گردد.

منابع

- [۱]. استوار رحمت ا...، ۱۳۷۳، آتشاری در معادن، چاپ دوم، جهاد دانشگاهی دانشگاه امیر کبیر، جلد دوم
- [۲]. اصائلو مرتضی، ۱۳۸۶، روش‌های استخراج معادن سطحی، چاپ دوم، دانشگاه صنعتی امیر کبیر، جلد اول
- [۳]. گزارشات زمین شناسی معدن شماره ۳ گل گهر، ۱۳۸۴
- [4]. Lopez Jimeno C., 1995, Drilling and blasting of rocks, Balkema.
- [5] Jimeno CL, Jimeno EL, Carcedo FJA. Drilling and blasting of rocks. Rotterdam: Balkema; 1995.
- [6] Jenkins SS. Adjusting blast design for best results. Pit and quarry. Rotterdam: Balkema; 1981.

B (m)	S (m)	T (m)	J (m)	L (m)	Q (kg)	V (m ³)
7	8.3	5	2.8	17.8	584.61	871.5
X (cm)	Nh	W (kg)	DB (db)	l (m)	Sd	Vp (in/se)
52	35	20461.35	126.8	663.9	15.45	1.25

جدول (۱۵) پارامتر های انفجاری بدست آمده از رابطه بردن لویز جمینو ۱۹۹۵

بحث:

انفجار در باطله:

به‌دلیل اینکه در انفجار هدف بهینه نمودن چندین عامل است و چون در طراحی الگوی انفجاری در باطله، آنقدر میزان خردایش اهمیت ندارد، به تعیین الگوی پرداخته شده است که دیگر پارامترها را کنترل کند، که از آن جمله می‌توان به جلوگیری از پرتاب سنگ، نداشتن عقب زدگی، نداشتن لرزش هوا، سرعت جابه‌جایی و اقتصادی بودن انفجار به لحاظ میزان مصرف ماده منفجره اشاره کرد.

چون فاصله تاسیسات تا محل انفجار باطله، تقریباً ۱۰۰۰ متر است، استفاده از هر کدام از وابط اشاره شده در قسمت‌های قبل مشکلی را در پرتاب سنگ به‌وجود نمی‌آورد. به نظر می‌رسد که استفاده از رابطه اش در تعیین پارامترهای انفجار رابطه‌ای مناسب است و به‌دلیل اینکه علاوه بر کاهش پرتاب سنگ، لرزش هوا را نیز در پی ندارد و متوسط ابعاد سنگ در حد ۴۵ سانتی‌متر را تولید می‌کند. به دلیل اینکه در باطله احتمال مواجهه مشکل حادی با توجه به موارد اشاره شده توسط جداول ایمنی وجود ندارد به همین میزان توضیح در مورد آن اکتفا می‌شود.

انفجار در ماده معدنی

در انفجار در ماده معدنی موارد مهمی وجود دارد که بایستی آنها را مد نظر قرار داد. برای این منظور ابتدا به مقایسه بار سنگ به‌دست آمده از هر کدام از روش‌ها پرداخته می‌شود و سپس با انتخاب یک رابطه برای محاسبه بار سنگ به آنالیز حساسیتی در مورد بهینه کردن آن پرداخته شده است.

همانطور که از جداول (۱۱) و (۱۳) مشخص می‌شود استفاده از روابط اش و کونیا علی‌رغم خردایش مناسب، مشکل پرتاب سنگ و لرزش هوا را در پی دارد که البته لرزش هوا را می‌توان با انفجار پترن در چند مرحله و کاهش میزان خرج به ازای هر پترن انفجاری کاهش داد اما مشکل پرتاب سنگ همچنان باقی است. فرمول‌های دیگر هم خردایش مطلوب را در پی نخواهد داشت. هر چند اندازه ورودی سنگ‌شکن ۱/۵ متر است و در انتقال مواد با اندازه بیشتر از ۵۰ سانتی‌متر مشکل ساز نخواهد بود اما هدف خردایش با ابعاد زیر ۵۰ سانتی‌متر است.

برای این منظور با انتخاب رابطه کونیا (۱۹۷۲) تحلیل حساسیتی بر افزایش ضخامت بار سنگ و تغییرات دیگر پارامترها مخصوصاً پرتاب سنگ انجام می‌شود تا با در نظر گرفتن خردایش و لرزش هوا بتوان آنرا کاهش داد و از احتمال آسیب ساندن به تاسیسات جلوگیری شود. البته تا جایی بار سنگ را باید افزایش داد تا نسبت سختی طبق گفته آقای اش بیشتر از سه نشود.

[10] Monjezi M, Dehghan H, Samimi Namin F. Application of TOPSIS method in controlling fly rock in blasting operations. In: Proceedings of the seventh international science conference SGEM. Sofia:Bulgaria; 2007. p. 41–9.

[7] Konya CJ, Walter EJ. Rock blasting and overbreak control. 1st ed. USA: National Highway Institute; 1991. FHWA-HI-92-001.

[8] Konya CJ. Rock Blasting and overbreak control. 2nd ed. USA: National Highway Institute; 2003. FHWA-HI-92-001.

[9] Gate WC, Ortiz BLT, Florez RM. Analysis of rockfall and blasting

backbreak problems. In: Paper ARMA/USRMS, Proceedings of the American rock mechanics conference, 2005, vol. 5. p. 671–80.

جدول (۱۶) آنالیز حساسیت انجام شده برای ضخامت بار سنگ بدست آمده از رابطه کونیا ۱۹۷۲

	درصد تغییرات	اندازه تغییر یافته	درصد تغییرات	اندازه تغییر یافته	درصد تغییرات	اندازه تغییر یافته	درصد تغییرات	اندازه تغییر یافته	درصد تغییرات	اندازه تغییر یافته	درصد تغییرات	اندازه تغییر یافته
B(m)	+2	5.81	+4	5.93	+6	6.04	+۸	6.15	+10	6.27	+۱۲	6.4
S(m)	+2	6.98	+4	7.11	+6	7.25	+8	7.39	+10	7.5	+12	7.66
T(m)	+2.5	4.1	+3.5	4.14	+5.75	4.23	+7.5	4.3	+10	4.4	+11.75	4.47
J(m)	+1.75	2.32	+4	2.37	+6.14	2.42	+5.2	2.4	+9.64	2.4	+9.64	2.5
Q(kg)	-0.13	557.52	-0.03	556.08	-0.77	554.64	-0.9	553.21	-1.15	551.8	-1.42	550.3
V(M3)	+4	608.44	+8.1	632.54	+12.34	657	+16.64	682.13	+21	707.63	+26	733.6
SC(kg/m3)	-5.2	0.91	-8.3	0.88	-12.5	0.84	-15.16	0.81	-18.75	0.78	-21.87	0.75
X(cm)	+3	40	+6.9	41.5	+8.16	42	+13.85	44.21	15.8	45	+21	47
Nh	-4	50	-7.7	48	-11	46	-13.5	45	-17.3	43	-21	41
W(kg)	-4.1	27709	-14.9	26584	-11.68	25524.85	-15.14	24524	-18.4	23579	-21.5	22685
DB(db)	-0.078	127	-0.18	127	-0.2	127.62	-0.4	127.5	-0.5	127.35	-0.6	127.21
L(m)	+0.23	17.32	+0.52	17.37	+0.75	17.41	+1.04	17.46	-1.15	17.5	+1.6	17.55
l(m)	-5.2	1011	-10.15	959	-15	909	-19.23	862	-23	818	-27.2	776.92
SD	+2.15	13.27	+4.3	13.55	+6.46	13.83	7.8	14	+10.7	14.38	+12.93	14.67
Vp(in/se)	-3.3	1.6	-6.7	1.54	-9.7	1.49	-12.12	1.45	-15.15	1.4	-17.5	1.36