واحد علوم و تحقیقات
دانشکده فنی و مهندسی
گروه مهندسی معدن

آتشباری پیشرفته

دکتر فرشاد رشیدی‌نژاد

منابع پیشنهادی

1. Lowrie, P.E., R.L., 2002, "**SME Mining References Handbook**", Chapter: 11, "Blasting and Explosives", SME, Littleton, USA, pp. 203-204.
2. Hustrulid, W.A., McCarter, M.K., Van Zyl, D.J.A., 2000, "**Slope Stability in Surface Mining**", Chapters: 13-14, SME, Littleton, USA, pp. 125-134.
3. Hustrulid, W.A., 1999, "**Blasting Principles for Open Pit Mining**", Vol. 1: General Design Concepts, A.A. Balkema.
4. Hustrulid, W.A., 1999, "**Blasting Principles for Open Pit Mining**", Vol. 2: Theoretical foundations, A.A. Balkema.
5. Rustan, A., 1998, "**Rock Blasting Terms and Symbols**", A.A. Balkema.
6. Hartman, H.L., 1992, "**SME Mining Engineering Handbook**", Chapters 9.2 (Vol.1), 17.4.2.2 (Vol. 2), 2nd Edition, SME, Littleton, USA, pp. 722-760, 1590-1607.
7. Kennedy, B.A., 1990, "**Surface Mining**", Chapter 6.2, SME, Littleton, USA, pp. 540-583.
8. Konya, C.J., and E.J., Walter, 1990, "**Surface Blast Design**", Englewood Cliffs, N.J: Prentice-Hall.
9. Konya, C.J., and E.J., Walter, 1985, "**Seminar on Blasting and Over-break Control**", US Government.
10. Pfleider, E., 1972, "**Surface Mining**", Section 7: Unit Operations Blasting, American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. (AIME), pp. 341-423.
11. Technical Service Section, 1970, "**Blaster's Handbook**", 6th Edition, Canadian Industries Limited (CIL).

عملیات تولید

- در مقوله Hard Rock Mining عملیات تولید از ۴ بخش تشکیل می‌شود:

۱) حفاری

۲) انفجار

۳) بارگیری

۴) حمل و نقل

انفجار

- **مواد منفجره:** موادی به صورت جامد یا مایع یا ترکیبی از آنها که در مدت زمان بسیار کوتاهی به مواد پایدار دیگر (تماماً یا غالباً به صورت گاز) تبدیل شده و در اثر این تغییر حرارت و فشار بالا تولید می‌شود.

در تعریفی دیگر هر ماده‌ای که در اثر انتقال انرژی به آن (حرارت، شوک یا فشار) با سرعت زیاد و در زمان کم اکسیده شده و در جریان این فرآیند انرژی زیادی از خود تولید کند را ماده منفجره می‌نامند.

- **انفجار:** پدیده‌ای است که باعث می‌شود تا مواد منفجره که عمدتاً به صورت جامد یا مایع می‌باشند تغییر حالت و ماهیت دهند که در اثر این تغییر و تحول انرژی شوک و گاز حاصل می‌شود.
- **انرژی شوک (فشار انفجار):** شوک انرژی ناشی از فشار انفجار می‌باشد و با جرم مخصوص ماده منفجره و مجذور سرعت انفجار متناسب است.

Shock Energy (Detonation Pressure)

محاسبه فشار انفجار

- $P = 2.5 * \rho * D^2 * 10^{-6}$
- P: Detonation pressure [Kilo bar]
- ρ: Specific gravity of explosive [g/cm^3]
- D: Detonation velocity [m/s]

- **سرعت انفجار**: به سرعت انتشار امواج از درون ماده منفجره که داخل یک چال قرار داده گفته می‌شود.
- **فشار انفجار:** مثل انرژی سینیتک در جهتی که حرکت می‌کند بیشینه می‌شود تا به حداکثر سرعت خودش می‌رسد. یعنی در نقطه‌ای مقابل نقطه‌ای که آتش اولیه برقرار می‌شود حداکثر مقدار خودش را دارد (ته چال).

مثلث انفجار

ترکیب مواد منفجره

- نیتروژن (پیوند ضعیفی را با سه عنصر دیگر تولید می‌کند که در مواقع لزوم از بین می‌رود)
- اکسیژن (اکسید کننده)
- هیدروژن (ترکیباتی را تولید می‌کند که در مواقع لزوم انرژی تولید می‌کند)
- کربن (ترکیباتی را تولید می‌کند که در مواقع لزوم انرژی تولید می‌کند)
- این عناصر ممکن است مانند نیتروگلیسیرین یا تری‌نیترو تولوئن (TNT) به طور یکجا در یک ترکیب وجود داشته باشند یا با ترکیب دو ماده شیمیایی مثل آنفو تأمین شوند.

خواص مواد منفجره

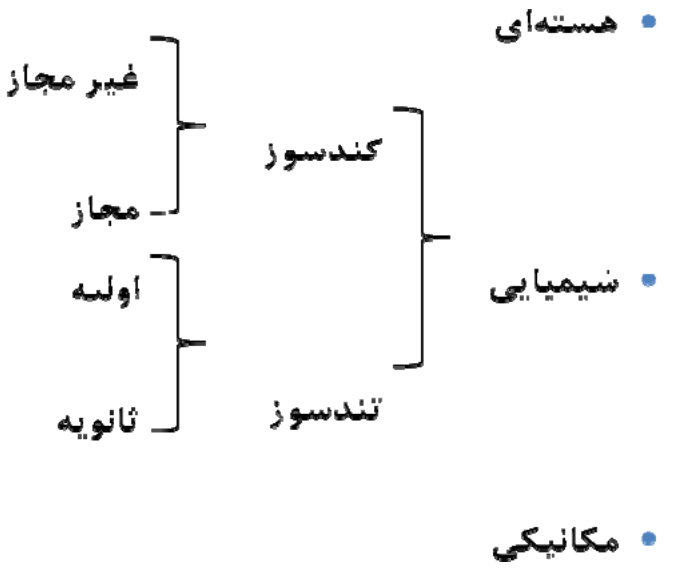
- Detonate completely under difficult circumstances;
- Enclosed in a blast-hole;
- Immersed in water (good water resistance);
- Not taken energy it needs from the air;
- Must be simple and inexpensive and produced from readily available raw material;
- Adequate strength;
- High inherent VOD (Velocity of Detonation);
- Suitable density;
- Good fume characteristics;
- No propensity to freeze at the working temperature;
- Suitable physical characteristics;

- Good storage qualities;

کاربردها

- Military purposes;
- Industrial purposes;
  - ❖ Excavation of shafts, tunnels…
  - ❖ Recovery of minerals from mines
  - ❖ Geophysical shot firing (seismic blasting)
  - ❖ Civil engineering for excavation of railway, highway
  - ❖ Demolition of old buildings and machinery foundations
  - ❖ Sub-marine and Harbor development
  - ❖ Well sinking
  - ❖ Excavation of irrigation and drainage ditches
  - ❖ Removal of tree stumps
  - ❖ Loosing sub soil
  - ❖ Mechanical & electrical engineering

رده‌بندی مواد منفجره



مواد منفجره شیمیایی

- **تندسوز (قوی):** سرعت فعل و انفعالات ۴۵۷۰ تا ۹۰۰۰ متر بر ثانیه و فشار حاصل از انفجار ۳۵۰۰ تا ۲۵۰۰۰۰ اتمسفر می‌باشد (TNT).
- **تندسوز اولیه:** با اندک تحریکی منفجر می‌شوند.
- **تندسوز ثانویه:** برای انفجار صحیح نیاز به یک موج انفجاری دارند.
- نیمه **قوی:** سرعت فعل و انفعالات ۱۲۱۹ تا ۴۵۷۰ متر بر ثانیه و فشار حاصل از انفجار نسبتاً قوی هستند (ANFO).
- **کندسوز (ضعیف):** سرعت فعل و انفعالات کمتر از ۱۲۱۹ متر بر ثانیه و حجم گازهای انرژی‌زا در آنها کم است. میزان انرژی و فشار حاصل از انفجار این مواد برای سنگ‌های سخت و نیمه سخت کافی نیست (Black Powder).
- **نکته:** مواد منفجره کندسوز در فضای مسدود سریعتر از فضای باز می‌سوزند ولی مواد منفجره تندسوز در هر دو شرایط یکسان می‌سوزند.
- تندسوزی را Detonation (بیشتر از سرعت صوت) و کندسوزی را Deflagration (کمتر از سرعت صوت) می‌نامند.

اندازه‌گیری خاصیت ضد آبی

- قدرت نفوذ آب به داخل ماده منفجره
- برای انجام این آزمایش ماده منفجره را در آب ساکن غوطه‌ور می‌کنند، پس از مدتی که در آب ماند آنرا بیرون آورده و منفجر می‌کنند. اگر منفجر شد در آن مدت خاص که در آب بوده خاصیت ضد آبی دارد.

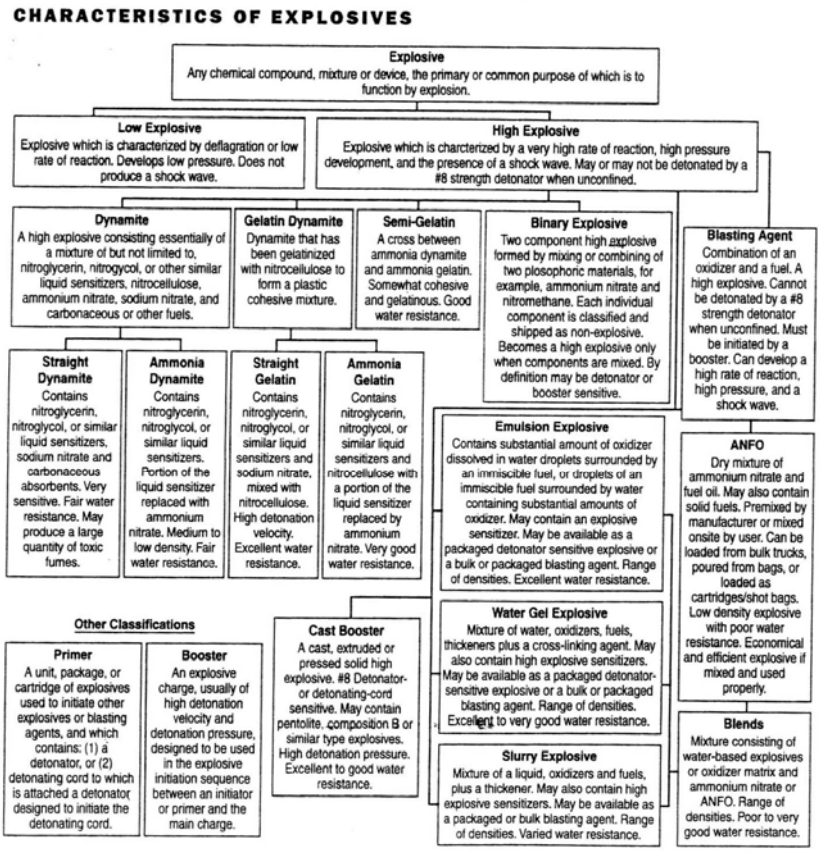
مشخصات گازهای مضر

- در حالت طبیعی پس از انفجار ماده منفجره باید گازهای زیر تولید گردد:

- ❖ نیتروژن
- ❖ دی اکسید کربن
- ❖ بخار آب

- گاهی اوقات گازهای سمی نیز تولید می‌گردد، مانند:

- ❖ منو اکسید کربن
- ❖ ناکس (NOx) شامل NO و NO2



Source: International Society of Explosives Engineers (ISEE) 1999 *(reprinted with permission).*

FIGURE 11.1 Descriptive classification of explosives

TABLE 11.1 Typical characteristics of commercial explosives

Explosive Type	Grade	Specific Gravity	Velocity of Detonation (ft/s)	Relative Bulk Strength (ANFO* = 100)	Water Resistance
Straight dynamite	50% ditching dynamite	1.32	17,400		Good
Ammonia dynamite	40%	1.30–1.32	9,800–12,500	146	Fair
	60%	1.28–1.30	12,470–15,300	152	Very good
Semi-gelatin		1.29	13,100		Good
		1.16	12,600		Very good
		1.26	17,500	149	Very good
		0.94	11,300		Good
Straight gelatin	80%	135–1.43	18,700–22,000	201	Excellent
Ammonia gelatin	40%	1.30–1.50	11,000–18,500	146–171	Excellent
	60%	1.34–1.43	17,400–18,900	164	Excellent
	80%	1.34	20,200	199	Excellent
Water gels	Packaged 2-in.–9-in. diameter	1.18–1.52	13,230–19,000	128–183	Very good
Emulsions	Bulk	0.95–1.28	13,100–19,000	103–156	Excellent
	Package high explosive	1.10–1.20	13,500–17,000	102–167	Excellent
ANFO	Poured	0.77–0.85	9,100–15,100	100	None
	Pneumatic loading	0.85–1.10	9,000–11,000	100–122	None
ANFO/emulsion blends	20:80	1.05	16,400	138	Poor
	30:70	1.2	17,400	166	Fair
	40:60	1.3	18,100	185	Good
	50:50	1.3	17,900	179	Excellent
	60:40	1.3	17,500	175	Excellent
	70:30	1.3	17,100	169	Excellent
	80:20	1.3	16,700	165	Excellent

* Ammonium nitrate and fuel oil.

آنفو

- آنفو از نیترات آمونیوم (کود شیمیایی) و مقداری سوخت فسیلی تشکیل شده است.
- قدرت انفجاری آنفو تقریباً نصف قدرت TNT است و برای انفجار آن به بوستر نیاز است.
- بوسترهای معمول برای منفجر کردن نیترات آمونیوم عبارتند از: مایرول، TNT، TNP، RDX و PETN
- نیترات آمونیوم به شدت جاذب رطوبت هوا است و اگر مرطوب شود منفجر نمی‌شود. به همین دلیل معمولاً به نسبت وزنی ۹۶-۹۴ درصد نیترات آمونیوم و ۶-۴ درصد گازوئیل مخلوط می‌کنند تا هم نتواند رطوبت هوا را جذب نماید و هم حساسیت آن بیشتر شود و راحت‌تر بتوان آنرا منفجر کرد.

روش ساخت آنفو

- خالص‌سازی نیترات آمونیوم (کود شیمیایی) با انحلال داخل آب یا الکل متانول و فیلترینگ محلول و تبخیر آن تا اینکه کریستال‌های سفید رنگ ته ظرف رسوب نماید.

- پودر نمودن کریستالهای نیترات آمونیوم خالص

ساز و کار انفجار

- شوک انرژی در ابتدای کار اطراف چال را مثل پودر می‌کند ناحیه پودرشدگی (8-4) برابر قطر چال می‌باشد.
- انرژی گاز بلافاصله پس از شوک انرژی وارد عمل می‌شود، وقتی مواد منفجره فشنگی باشد فشار انفجار (DP) در جداره‌ها تقریباً صفر است. انرژی گاز یا فشار گاز ناشی از گازهای حاصل انفجار است که بلافاصله بعد از شوک انرژی وارد عمل شده و شروع به خرد کردن سنگ‌ها در پهلوها می‌نماید.
- در (DP) فشار انفجار یا شوک انرژی ۳۰ درصد انرژی انفجار هدر می‌رود ولی کمتر از یک دهم سنگ‌های اطراف چال خرد می‌شود.

خرد شدگی

- خرد شدگی (Fragmentation) یعنی اینکه عمل خردایش به صورتی انجام گرفته باشد که بزرگترین اندازه آن از سنگ‌شکن عبور کند. به عبارت دیگر خردشدگی باید به صورتی باشد که در سنگ‌های خرد شده داخل سیستم بارگیری به خوبی بارگیری شود.
- از خصوصیات بارز یک انفجار خوب خردشدگی خوب آن می‌باشد.
- فشار گاز موجبات خرد شدن سنگ را فراهم می‌کند که شعاع این خردشدگی (۱۵-۱۲) برابر قطر چال می‌باشد.
- موقعی سنگ خرد می‌شود که انرژی شوک یا Detonation Pressure از مقاومت فشاری سنگ بیشتر شود.
- پودر شدگی: D (8-4)
- خرد شدگی: D (15-12)

- تأثیرپذیری: D (50-60)

انرژی گاز

- انرژی گاز کناره‌ها را خرد می‌نماید.
- آنفو انرژی گاز زیادی دارد.
- انرژی گاز به جز در مورد آنفو نصف فشار انفجار (DP) می‌باشد.
- هر چه مقدار DP بالاتر باشد، بیشتر برای تخریب استفاده می‌شود ولی در معادن بیشتر به GP (فشار گاز) اهمیت می‌دهیم چون اندازه و خردایش به خصوصی مد نظر قرار می‌گیرد.
- اگر امپدانس ماده منفجره با امپدانس سنگ برابر باشد حداکثر انتقال فشار یا Pt را خواهیم داشت.
- انرژی انفجار تابع قانون اول ترمودینامیک است.

ترموشیمی انفجار

- واکنش‌هایی که انرژی تولید می‌کنند را گرمازا یا اگزوترومیک می‌نامند و آن را با علامت منفی نشان می‌دهند مثل بخار آب
- واکنشهایی که نیاز به انرژی دارند را گرماگیر یا اندوترمیک می‌نامند.
- پدیده‌های انفجار اکثراً اگزوترمیک می‌باشند.

$$ANFO \Rightarrow 3\ NO3NH4 + FO\ (CH2) \rightarrow 3\ N2 + CO2 + 7\ H2O + ۹۰۴\ kCal/kg$$

تقسیم‌بندی مواد منفجره بر اساس اجزاء تشکیل دهنده

- آنفوها: در اصطلاح مواد منفجره نیمه قوی (Blasting Agents) نامیده می‌شوند و شامل آنفو معمولی، آلومینیوم آنفو، Heavy ANFO می‌باشند.
- نیترات آمونیوم یک ماده غیر ارگانیکی است و سفید رنگ و نقطه ذوب آن $۱۶۰^{\circ}C$می‌باشد و ۶۰٪ آن اکسیژن است و کربن کمی هم دارد.

- این ماده روان (سیال مانند)، متخلخل و نرم است و دانسیته آن ۰/۸۹ گرم بر سانتیمتر مکعب می‌باشد. تمایل زیاد به جذب آب دارد که میزان حل شوندگی آن در آب بستگی به شرایط دارد. در ۱۰°C تا ۶۰٪ وزنی، در ۲۰°C تا ۶۵/۴٪ وزنی و در دمای °C ۴۰ تا ۷۳/۹٪ وزنی قابلیت حل شدن دارد.
- ANFO در معادن زیرزمینی کمتر مورد استفاده قرار می‌گیرد چون قطر بحرانی آن ۲ اینچ است ولی در معادن زیرزمینی ۰/۵ اینچ و یک اینچ بیشتر مد نظر است.
- برای قطرهای کمتر از ۱۵۰ میلیمتر اگر از آنفو استفاده شده باشد باید از پرایمر با وزن ۱۵۰ گرم استفاده کرده تا توان خرج آنفو بالا رود و بالای ۱۵۰ میلیمتر باید از پرایمر ۴۰۰ تا ۵۰۰ گرم استفاده شود تا قدرت خرج افزایش یابد.
- آلومینیوم آنفوها: با اضافه کردن Al به آنفو میزان انرژی آن افزایش می‌یابد که تا (۱۵-۱۳) درصد وزنی افزایش و بعد از آن کاهش خواهیم داشت (به خاطر تولید Al_2O_3) و انرژی کم می‌شود. Al مورد استفاده باید ۱۰۰٪ آن مش (۱۰۰-۲۰) باشد.
  - $2\ Al + 3\ NO_3NH_4 \rightarrow 3\ N_2 + 6\ H_2O + Al_2O_3 + 1650\ cal/g$
  - $2\ Al + NO_3NH_4 \rightarrow N_2 + 2\ H_2 + Al_2O_3 + 2300\ cal/g$
- دوغابی‌ها:
- این دسته از مواد منفجره چون درصدی از ترکیبشان را آب تشکیل می‌دهد به نام دوغابی نامیده می‌شوند و ترکیب آنها را ۶۵ درصد نیترات آمونیم (AN) و ۲۰ درصد (TNT) تی ان تی و نهایتاً ۱۵ درصد آب تشکیل می‌دهد.
- دوغابی‌ها در ابتدای کار با آلومینیوم هم ساخته می‌شدند ولی چون وجود آلومینیوم باعث آزاد شدن نیتروژن می‌شود و بر روی ترکیب ماده منفجره تاثیر می‌گذارد دیگر از آن استفاده نمی‌شود و ممکن است فقط یکی دو درصد آلومینیوم بعنوان تقویت‌کننده به کار رود.

- دانسیته این دسته بین ۸/۰ تا ۱/۶ گرم بر سانتیمتر مکعب متغیر است و انرژی آن بین ۶۰۰ تا ۱۵۰۰ کالری بر گرم می‌باشد.

مزایای دوغابی‌ها نسبت به آنفوها:

- مقاومت در برابر آب خوبی دارند Water Resistant → Good
- حمل و نقل آنها از ایمنی بالایی برخوردار است

امولسیون‌ها Emulsion:

- ترکیب امولسیون شامل ۷۵ درصد نیترات آمونیم (AN) و ۶ درصد ترکیبات نفتی (FO) و ۱۸ درصد آب و یک درصد مواد چسبنده و لزج کننده مثل واکس Wax می‌باشد. امولسیون‌ها هم به صورت فشنگی و هم فله‌ای وجود دارند.
- بعضی‌ها معتقدند دوغابی‌ها و امولسیون‌ها از یک خانواده هستند ولی امولسیون نسبت به دوغابی دارای مزایای زیر است:
- الف) انرژی بیشتر
- ب) مقاومت در مقابل کسب بیشتر می‌باشند.

مزایای امولسیون‌ها:

- الف) هزینه پائین Lower Costs
- ب) مقاومت در برابر آب فوق‌العاده Excellent Water resistant
- ج) سرعت انفجار بالا Detonation of Velocity (VOD)
- د) حمل و نقل آن از ایمنی بسیار بالایی برخوردار است Very Safe to be Handled
- سرعت انفجار امولسیون‌ها بیشتر از ۶۰۰۰ متر بر ثانیه می‌باشد.

- آنفوی سنگین: همان آنفو است که نیترات آمونیم آن از دانسیته بالایی برخوردار بوده و همچنین ترکیبات نفتی آن (FO) از انرژی بالایی برخوردار است و از نوع متانول (Methanol) و یا نیتروپروپان (Nitro propane) می‌باشد.
- آنفوی سنگین اگر با امولسیون ترکیب شود یک ماده منفجره قوی و مناسبی را تشکیل می‌دهد که هنوز این ترکیب به صورت تجارتی و قابل مصرف در صنعت درنیامده است.

دینامیت‌ها:

- این مواد عمدتاً از نیتروگلیسرین تشکیل شده‌اند.
- نیتروگلیسیرین $C_3H_5(NO_3)_3$
- نیتروگلیسرین به دلیل داشتن ۴ ماده اصلی کربن، نیتروژن، اکسیژن و ئیدروژن خود به تنهایی یک ماده منفجره محسوب می‌شود.
- الف) Granular یا دینامیت خالص Straight Dynamite که فقط حاوی نیتروگلیسرین می‌باشد. چون ۱۵٪ ترکیب را خاک اره یا پودر آهک تشکیل می‌دهد به آن Granular یا دانه‌ای می‌گویند. این نوع ماده منفجره (دینامیت خالص) برای سنگ‌های نیمه سخت تا سخت خوب است و مقاومت آن در برابر آب پائین است. سرعت انفجاری بین ۳۰۰۰ الی ۴۵۰۰ متر بر ثانیه و دانسیته ۹/۰ تا ۲/۱ گرم بر سانتیمتر مکعب دارد.
- ب) Gelatin یا دینامیت ژلاتینی: واژه ژلاتینی در این نوع دینامیت‌ها به خاطر آن است که در این دینامیت‌ها درصدی از نیتروگلیسرین را توسط نیتروسلولز پر می‌نماید که ترکیبی لزج است و به مجموعه خاصیت ژلاتینی و یا لزج مانند می‌دهد و معمولاً ۹۲ درصد نیتروگلیسیرین و ۸ درصد نیتروسلولز دارند.
- **دینامیت‌های ژلاتینی**
- Straight
- Ammonia Gelatin

- Semi Gelatin
- در نوع Straight نیترات آمونیم وجود ندارد.
- در نوع Ammonia Gelatine درصدی نیترات آمونیم جایگزین نیتروگلیسرین شده است.
- در نوع Semi Gelatine درصد کمتری از نیتروگلیسرین توسط نیتروسلولز اشغال شده است و استفاده آن در معادن کمتر می‌باشد و بیشتر در کارهای عمرانی از آن استفاده می‌شود و در معادن بیشتر از Ammonia Gelatine استفاده می‌شود و اگر سنگ خیلی سخت باشد ممکن است از دینامیت ژلاتینی خالص استفاده شود.
- در مورد دینامیت‌های ژلاتینی می‌توان گفت:
- انرژی زیاد، دانسیته ۱/۲-۱/۵ گرم بر سانتیمتر مکعب و سرعت ۵ الی ۶ هزار متر بر ثانیه دارند و مقاومت در مقابل آب بالا دارند و هزینه آنهم بالا می‌باشد.

معیارهای انتخاب مواد

(۱) قیمت

- ارزان‌ترین قیمت مربوط به آنفو می‌باشد.
- جابه‌جایی آنفو اسان و در عین حال ایمنی است و نسبت به خانواده نیتروگلیسیرین که در حالت عادی خطرناک می‌باشند ایمن‌تر است و به همین دلایل (80-50) درصد معادن دنیا از آنفو استفاده می‌نمایند.
- معایت آنفو:
- در مقابل رطوبت و آب مقاوم نیستند و ضعف دارند.
- دانسیته آن پائین است.

- پائین بودن دانسیته آنفو باعث می‌شود تا فشار انفجار Detention Pressure پائین باشد. در آنفو چون حجم گازی که تولید می‌کند زیاد است پس Gas Pressure فشار گاز آن بیشتر است و در سنگ‌هایی که دارای خلل و فرج زیادی هستند مورد استفاده قرار می‌گیرد.
- آنفو در چال‌های آب‌دار مثل معدن سرچشمه مورد استفاده قرار نمی‌گیرد.
- امولسیون‌ها از مواد منفجره قوی و در عین حال گران قیمت می‌باشند که چون خوب عمل می‌کنند هزینه حفاری را پائین می‌اورند.
- باروت سرعت انفجار پائینی دارد (2000-1000 فوت بر ثانیه)

(۲) قطر خرج‌گذاری

- قطر بحرانی کمترین قطر خرجی است که برای حساسیت لازم جهت تولید سرعت انفجار لازم می‌بایستی انتخاب گردد.
- برای چال‌های با قطر کمتر از ۵۰ میلیمتر (کمتر از ۲ اینچ) نمی‌توان از آنفو استفاده کرد چون سرعت انفجار پائینی به دست می‌دهد. در چنین شرایطی از مواد منفجره دوغابی یا دینامیت فشنگی استفاده می‌شود.
- برای چال‌های با قطر (۱۰۰-۵۰) میلیمتر آنفو خوب است، بخصوص اگر در چال پرایمر گذاشته شود.
- برای چال‌های با قطر ۱۰۰ میلیمتر به بالا می‌توان از آنفو استفاده کرد ولی بیشتر از ترکیبی از آنفو و دینامیت و یا . . . استفاده می‌شود تا سرعت (VOD) لازم را داشته باشد.

مقایسه مواد منفجره از نظر قیمت

Explosive	> Cost >					
Cartridge ANFO		■	■			
Bagged ANFO		■				
Bulked ANFO	■					
Cartridge Slurry					■	■
Bagged Slurry			■	■		
Bulked Slurry			■	■		
Dynamite					■	■
Gelatin					■	■
Emulsion				■	■	
Heavy ANFO			■	■		

(۳) خواص سنگ

- خواص سنگ‌ها (سختی، تخلخل و غیره) در انتخاب مواد منفجره بسیار مهم است.
- **تقسیم‌بندی سنگ‌ها از دیدگاه انفجار:**

الف) توده سنگ‌های مقاوم Resistance Massive Rocks: این تیپ سنگ‌ها مقاومت بالایی دارند چون درزه و شکاف کمی دارند و برای این تیپ سنگ‌ها می‌بایست مواد منفجره با شوک انرژی (Dp) بالا مورد استفاده قرار گیرد.

ب) سنگ‌های شدت تکتوتیره Highly Fissured Rock: این گروه از سنگ‌ها درزه و شکاف زیادی دارند و در مورد آنها نباید از مواد با دانسیته، VOD و Dp بالا استفاده کرد بلکه باید فشار گاز (Gp) را مد نظر قرار داد چون در همان لحظه اول یکسری شکاف در اثر Dp حاصل می‌شود که با توجه به درزه‌های

موجود قبلی فضای بازی تشکیل خواهد شد که درصد قابل توجهی از انرژی از آن مجزا به هدر خواهد رفت و لذا موادی چون ANFO کاربرد خواهند داشت.

ج) سنگ‌های بلوکی Rocks that Form Blocks: این گروه سنگ‌ها در بین ناپیوستگی‌ها قرار دارند و در واقع به صورت تخته‌ای حاصل می‌شوند و برای انفجار در این گروه سنگ‌ها باید از Al/ANFO (آنفوی آلومینیوم‌دار) و یا آنفوی سنگین Heavy ANFO استفاده شود که در این حالت تعادلی بین Gp (Gas Energy) و Dp (Shock Energy) وجود خواهد داشت.

د) سنگ‌های متخلخل Porous Rocks: برای این گروه سنگ‌ها باید ماده منفجره‌ای که انرژی گاز آن زیاد است استفاده شود مثل آنفو. برای سنگ‌های متخلخل باید نکات زیر در هنگام آتشباری رعایت گردد:

۱. در مورد گل‌گذاری (پودرگذاری) و ارتفاع آن باید دقت بیشتری به خرج داد. یعنی اندازه آنها را درست انتخاب کرده و ارتفاع آن را هم بیشتر در نظر گرفت.
۲. حتماً باید یک پرایمر در ته چال قرار داد.
۳. باید فشار گاز را کاهش دهیم Gp که برای این کار باید آتشباری کنترل شده انجام داد یعنی قطر خرج‌گذاری را باید یک به دو انتخاب کرده (قطر خرج نصف قطر چال باشد) و قطر خرج کمتر از قطر چال باشد که باعث می‌شود تا Gp کاهش یابد. {عمل Decoupling یعنی نسبت یک به دو انتخاب کردن}

(۴) حجم سنگی که باید منفجر شود

- اگر حجم سنگی که می‌بایست منفجر شود زیاد باشد باید از مواد منفجره‌ای که به صورت فله‌ای و توسط روش‌های مکانیکی و نیوماتیکی و نه توسط نیروی انسانی خرج‌گذاری می‌گردد، استفاده کرد (شکل اسلایدهای بعدی).

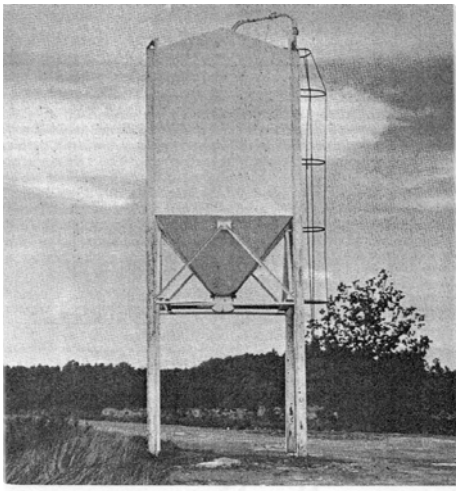


FIGURE 4.22: AMMONIUM NITRATE STORAGE HOPPER

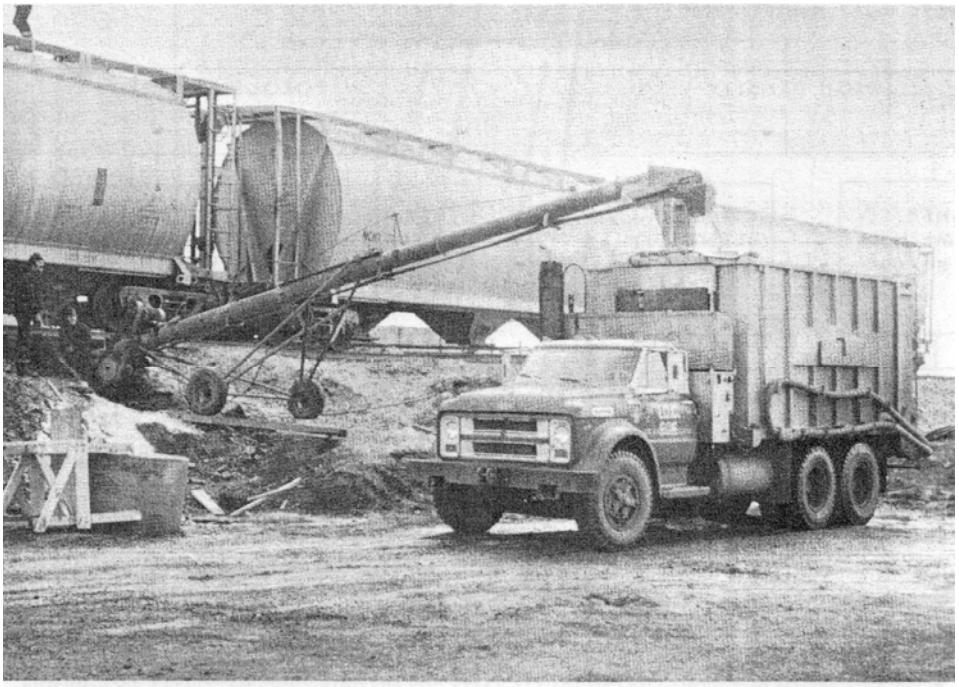


FIGURE 4.23: AN/FO TRUCK BEING LOADED DIRECTLY FROM AN AMMONIUM NITRATE RAIL CAR.

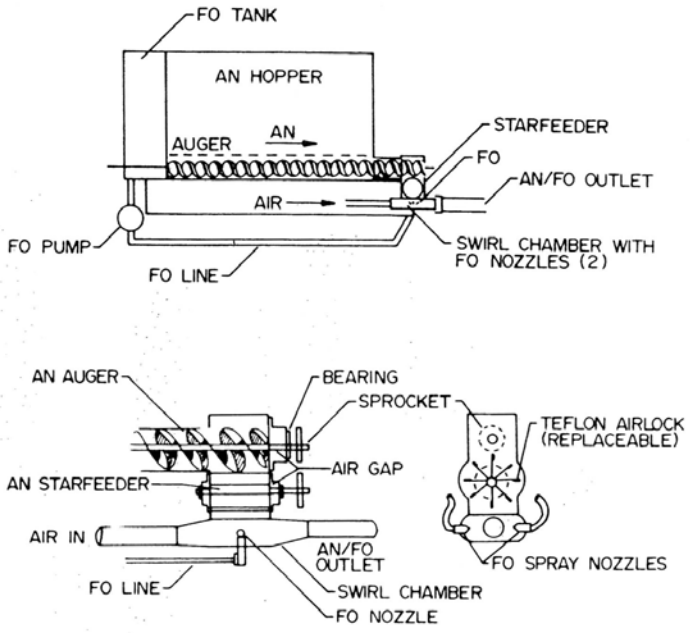


FIGURE 4.24: SCHEMATIC OF THE FEEDING AND MIXING ARRANGEMENT OF AN AN/FO MIX TRUCK

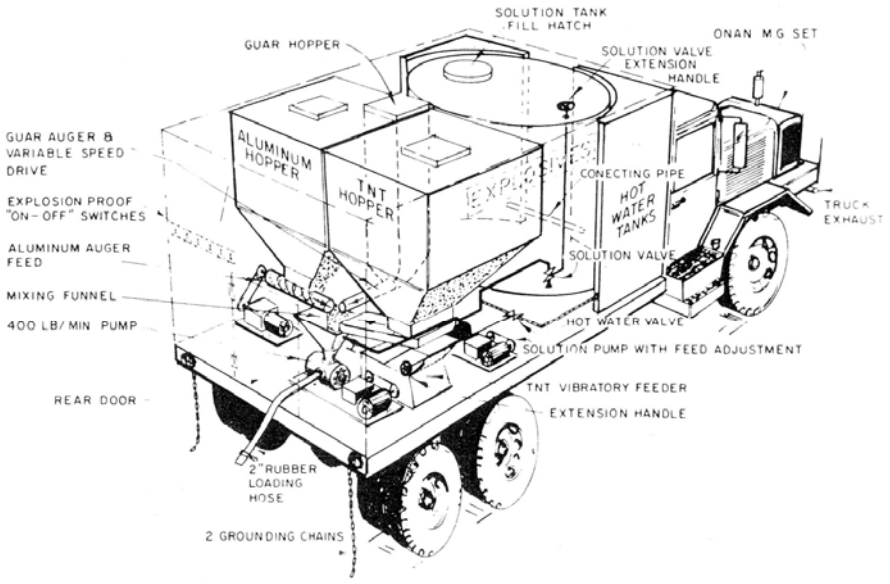


FIGURE 4.14: SKETCH TO ILLUSTRATE SOME OF THE PRINCIPLES OF THE SLURRY MIX TRUCK CONCEPT INVENTED BY IRECO CHEMICALS.

FIGURE 4.15: BULK SLURRY MIX TRUCK

(۵) شرایط جوی

- شرایط جوی بر روی عملکرد مواد منفجره تاثیرگذار است. به طور مثال موادی چون نیتروگلیسیرین، TNT و نیتروسلولز که مواد منفجره پایه نامیده می‌شوند به دلیل داشتن ۴ عنصر اصلی ماده منفجره خطرناک می‌باشند.
- نیتروگلیسیرین در دمای 8°C منجمد می‌شود و کارایی خودش را از دست می‌دهد که به خاطر این مسئله محدودیتی را در شرایط اینچنینی خواهد داشت که برای رفع عیب ماده‌ای بنام نیتروگلیکول Nitro glycol به آن می‌افزایند تا دمای انجماد آن را تا 21°C- پائین ببرد.
- دمای زیاد هم حساسیت ایجاد می‌کند و در آنفو می‌تواند بخشی مواد نفتی آن را Fuel Oil تبخیر نماید.

(۶) حضور آب

- اگر ۱۰ درصد سنگی را آب تشکیل دهد در انفجار آن نمی‌توان از آنفو استفاده کرد و اگر میزان آب داخل چال زیاد نباشد (از ۱۰ درصد حجم سنگ بیشتر نباشد) می‌توان از آنفویی که در داخل بسته

پلاستیکی گذاشته شده استفاده نمود. در چنین شرایطی حتماً باید از پرایمر هم در طول چال استفاده شود و بلافاصله خرج‌گذاری و انفجار انجام گیرد.

- اگر آب داخل چال زیاد باشد باید ابتدا آبکشی Dewatering انجام شود و سپس از ماده منفجره‌ای مثل آنفو داخل بسته‌بندی استفاده کرد.
- Dewatering موقعی استفاده می‌شود که آب داخل چال ساکن باشد ولی اگر آب جاری باشد باید از امولسیون‌ها یا دوغابی‌ها و یا ژله‌ای‌ها استفاده کرد که هم به صورت فله‌ای و هم فشنگی مورد استفاده قرار می‌گیرد.

(۷) محیط زیست

- مشکلات مربوط به اثر انفجار بر روی آب، خاک، هوا، فون و فلور
- پدیده‌های انفجار بر محیط زیست اثر می‌گذارند عبارتند از: انفجار هوا Air Blast و لرزش زمین
- برای جلوگیری از Air Blast از مواد منفجره‌ای استفاده می‌شود که بین Gp و Dp تعادل برقرار باشد.
- مواد منفجره‌ای که Dp یا SE زیاد دارند (مثل امولسیون‌ها) نسبت به آنهایی که Dp کمتری دارند، شانس به وجود آوردن Air blast آنها بیشتر است.
- در مورد پایش عملیات آتشباری Blast Monitoring در جلسات آتی صحبت خواهد شد.

(۸) گازهای مضر

- اختلاف مقدار اکسیژن موجود در ماده منفجره و مقدار اکسیژن لازم برای انفجار کامل را تعادل (بالانس) اکسیژن می‌گویند.
- بهترین ماده منفجره آن است که تعادل اکسیژن آن صفر باشد تا انفجار کامل صورت گیرد و از تولید CO که به دلیل کمبود اکسیژن و Nox که به دلیل زیادی اکسیژن ایجاد می‌شود جلوگیری گردد (مشابه تنظیم نبودن موتورهای احتراق داخلی).

- اگر تعادل اکسیژن برقرار نباشد گازهای مضر تشکیل می‌شود. اگر غبار روشن باشد یعنی اکسیژن بالانس بوده و اگر تیره باشد (بخصوص خرمایی) یعنی اکسیژن بالا بوده و اگر اکسیژن کم باشد گازهایی به رنگ زرد پدید می‌آید.
- H2S در انفجار پدید نمی‌آید و فقط مقدار کمی در باروت حاصل می‌شود.

گازهای تولیدی انتظاری

ترکیب	فرمول شیمیایی	گازهای تولیدی انتظاری	اکسیژن لازم
نیترات آمونیوم	NH4NO3	N2 و H2O	+۱
سوخت هیدروکربنی	CH2	CO2 و H2O	-۳
آلومینیوم	Al	Al2O3	-۳/۲

$4.5\ NO_3NH_4 + 1\ CH_2 + 1\ Al \rightarrow 4.5\ N_2 + 1\ CO_2 + 10\ H_2O + ½\ Al_2O_3$

علت‌های تولید گازهای مضر

- بالانس نبودن اکسیژن
- کافی نبودن قطر خرج‌گذاری
- حضور پوشش‌های پلاستیکی در بعضی مواد منفجره
- انتخاب نامناسب سیستم آتش‌زن (با تأخیر، با تأخیر میلی‌ثانیه‌ای، همزمان و ...)

معیارهای انتخاب مواد

(۹) ایمنی

- شرایط حمل و نقل و انبار کردن آنفو خوب است ولی در چال‌هایی که منفجر نمی‌شوند اگر حاوی آنفو باشد شرایط ایمنی نامناسب است در صورتی که در دوغابی‌ها وضعیت ایمنی در چال‌های عمل نکرده مناسبتر است.

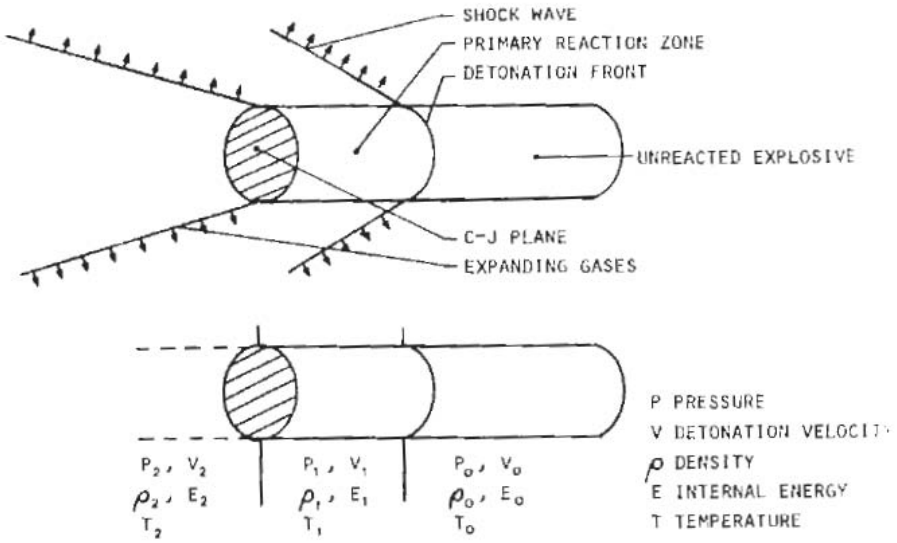


Fig. 9.2.I.I. The detonation process for cylindrical explosives.

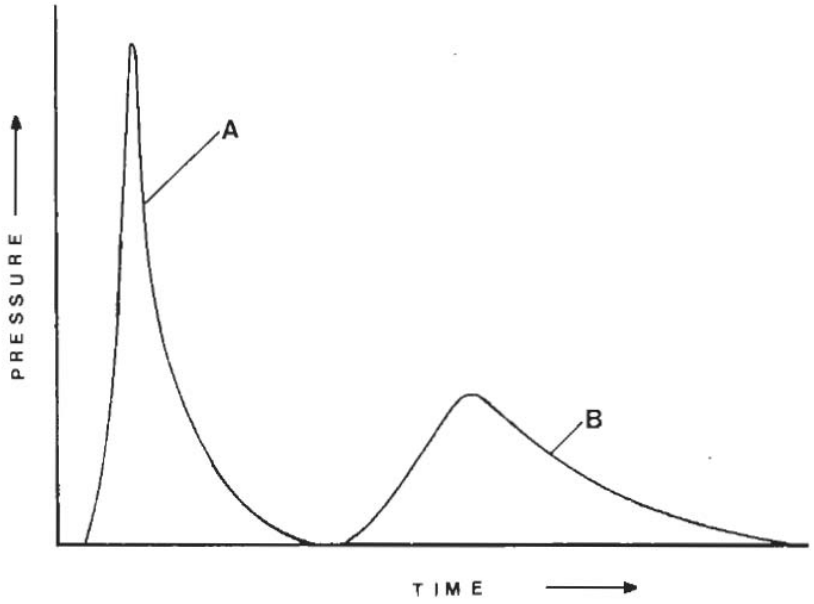


Fig. 9.2.1.2. Pressure pulse shapes for a high explosive (A) and a commercial explosive containing high gas volume (B).

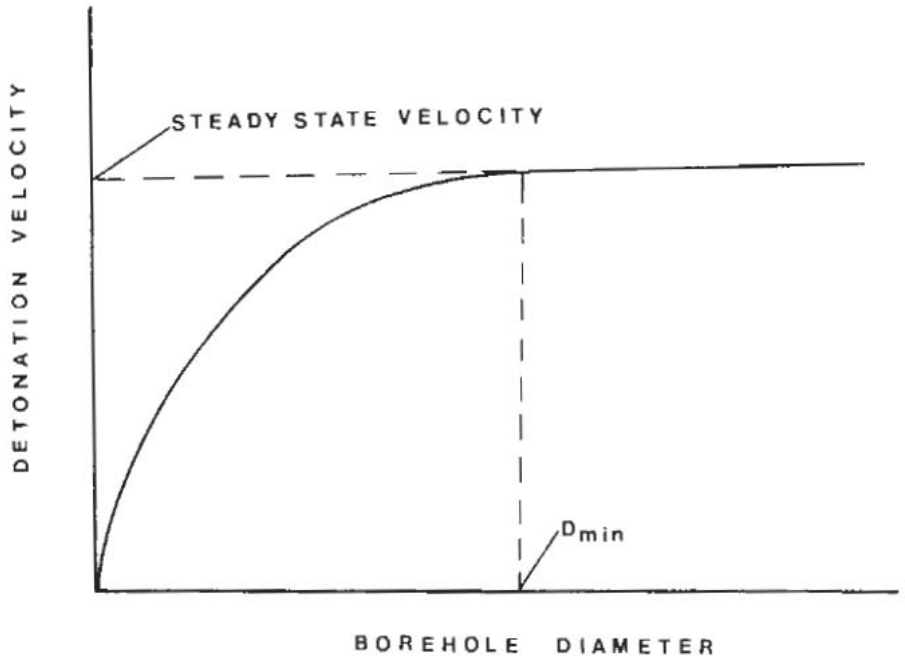


Fig. 9.2.1.3. Generalized relationship between detonation velocity and borehole diameter.

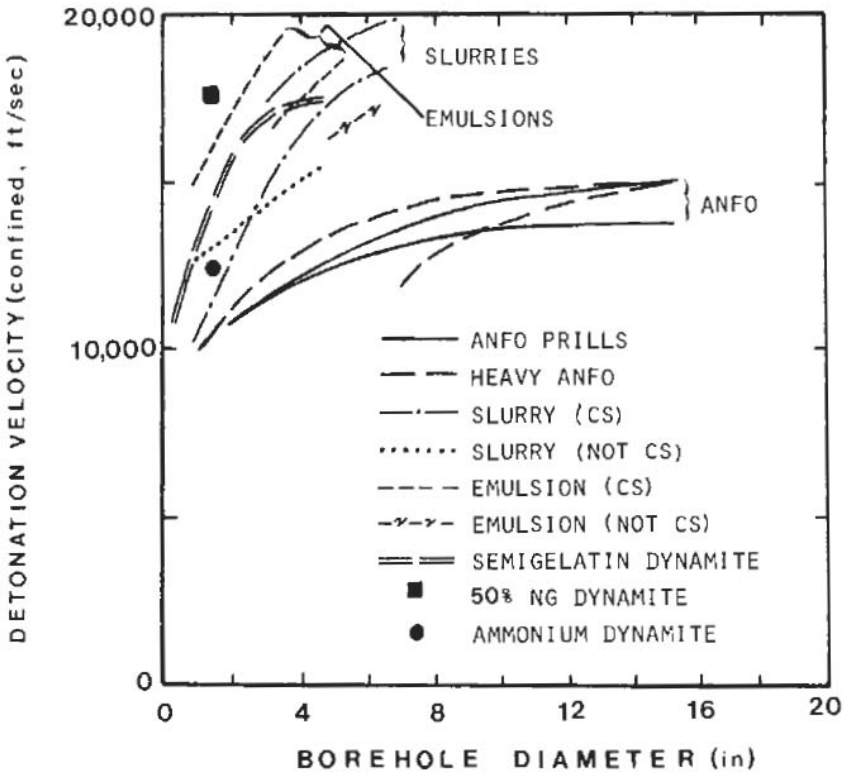


Fig. 9.2.1.5. Variation in detonation velocity with borehole diameter for selected commercial explosives. Conversion factors: 1 in. = 25.4 mm, 1 fps = 0.3048 m/s.

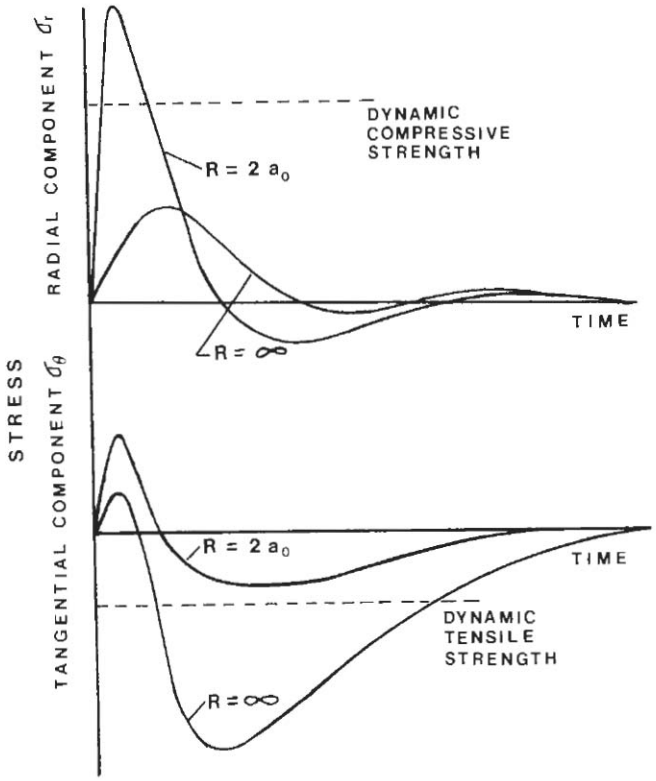


Fig. 9.2.1.6. Generalized stress vs. time for radial and tangential components of stress at two distances *R* from the borehole center (a_o = original borehole radius).

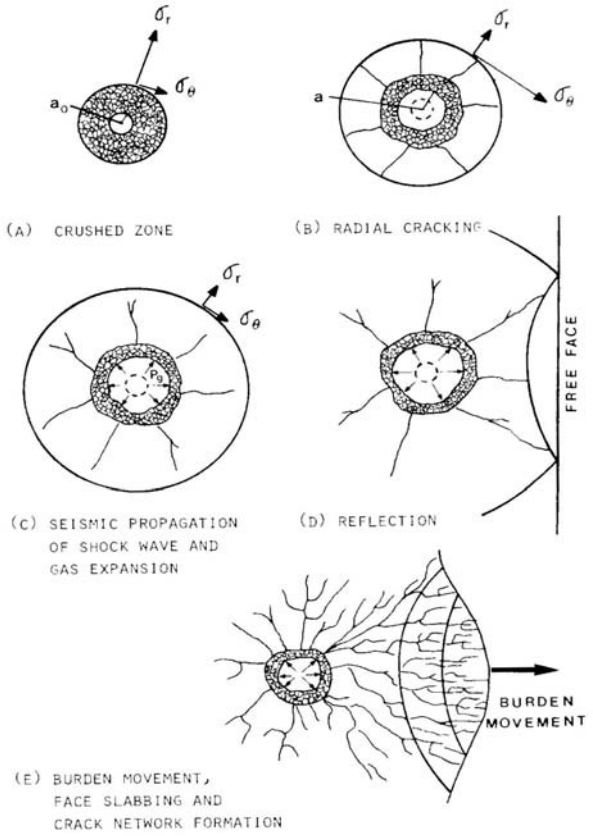


Fig. 9.2.1.7. Generalized plan view through detonating borehole showing sequence of events occurring in the rock mass, where a_o and a are charge radius and expanded borehole radius, respectively, P_g is borehole pressure, σ_θ and σ_r are tangential and radial stress components, respectively.

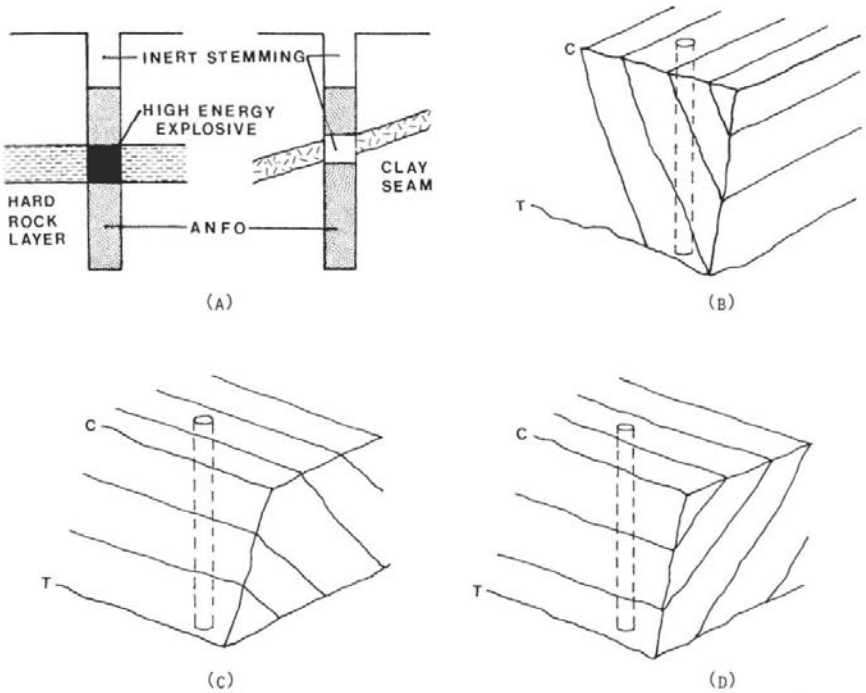


Fig. 9.2.1.8. Geological considerations in blasting: (A) explosive loading for geological variations; (B) blasting against the strike; (C) and (D) blasting with the strike, with the dip and against the dip, respectively (C = bench crest; T = bench toe).

مقطعی از یک چال انفجاری

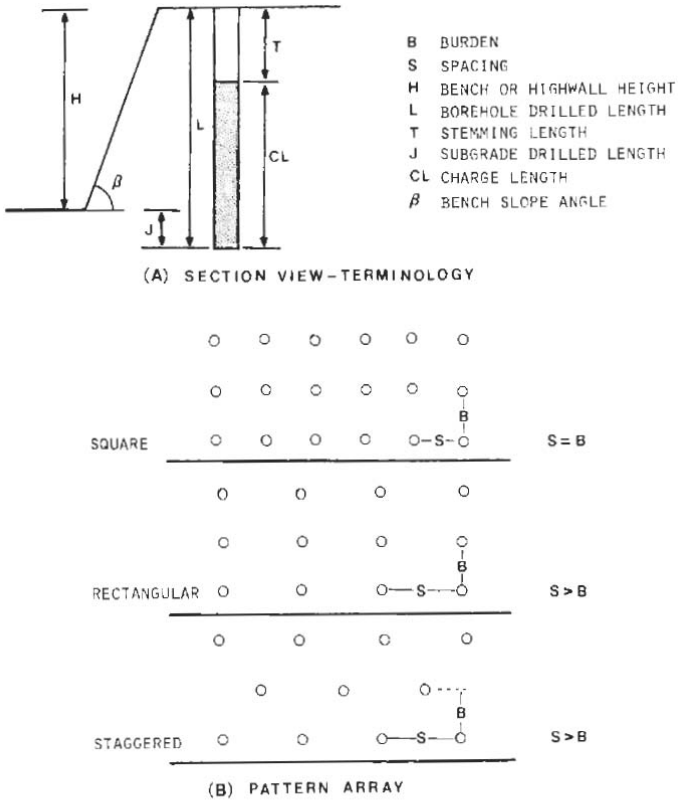


Fig. 9.2.1.9. Blasthole section view (A) showing terminology used in design and (B) pattern array for layout of holes.

انفجار

- در سال‌های اخیر تلاش‌ها در راستای کاهش هزینه‌های آتشباری و کنترل محیط زیست منجر به طراحی‌ها و مهندسی دقیق آتشباری گردیده است.
- **موضوعات تحقیقاتی:**

۱. مدلسازی کامپیوتری

۲. فرمولاسیون مواد منفجره

۳. عکسبرداری سریع

۴. توسعه آتش‌زنهای جدید

عوامل مهم در پدیده خردشوندگی

- زمین‌شناسی معدن
- انتخاب مواد منفجره
- زمان هر انفجار
- الگوی حفاری
- خرجگذاری

معمولاً مطالعه پارامترهای مؤثر بر آتشباری به ۲ یا ۳ عامل محدود می‌شود. اثرات تجمعی این عوامل تنها با انجام عملیات انفجار متعدد (سعی و خطا) و صرف هزینه‌های گزاف قابل بررسی است. به عبارت دیگر نیل به کنترل دقیق این عوامل یک چالش همیشگی است.

هنر آتشباری با کسب مهارت در درک فاکتورهای تأثیرگذار بر یکدیگر همراه است تا کارایی آتشباری به حداکثر برسد.

فرآیند انفجار در یک چال انفجاری

- کار انجام شده توسط مواد منفجره در خردشوندگی و جابجایی سنگ به انرژی شوک و انرژی گاز بستگی دارد.
- در شکل صفحه بعد یک موج انفجار ایده‌آل در یک چال انفجاری را نشان می‌دهد که در حال افزایش فشار است. واکنش شیمیایی پایداری در پشت پیشانی شوک درون ناحیه واکنش ایجاد می‌شود. در انتهای این ناحیه یک ناحیه ناپایدار وجود دارد. این ناحیه توسط یک جریان گاز انبساطی در جهتی مخالف حرکت پیشانی موج ایجاد می‌شود. مرز بین نواحی پایدار و ناپایدار را صفحه چاپمن – جاگت C-J (Chapman – Jouget Plane) می‌نامند. در این صفحه با فرض یک انفجار ایده‌آل واکنش شیمیایی کامل می‌شود.

- در این صفحه است که تمام خواص ترمودینامیکی از قبیل فشار P، دما T، سرعت T، انرژی درونی E یا گرما Q و دانسیته ρ محاسبه می‌شود.

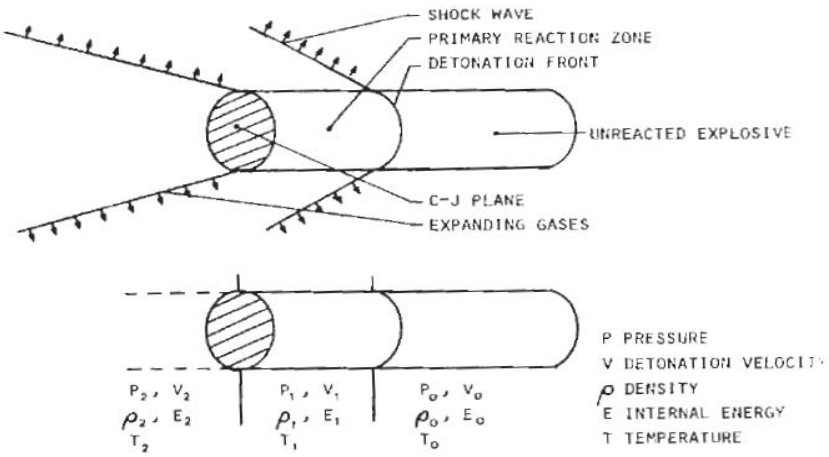


Fig. 9.2.1.1. The detonation process for cylindrical explosives.

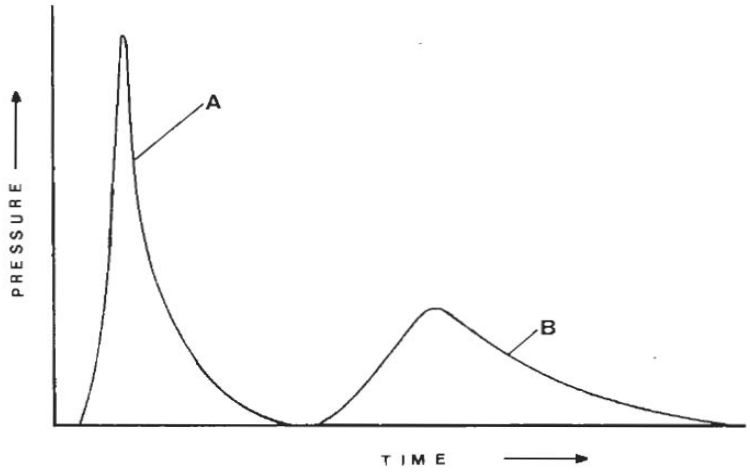


Fig. 9.2.1.2. Pressure pulse shapes for a high explosive (A) and a commercial explosive containing high gas volume (B).

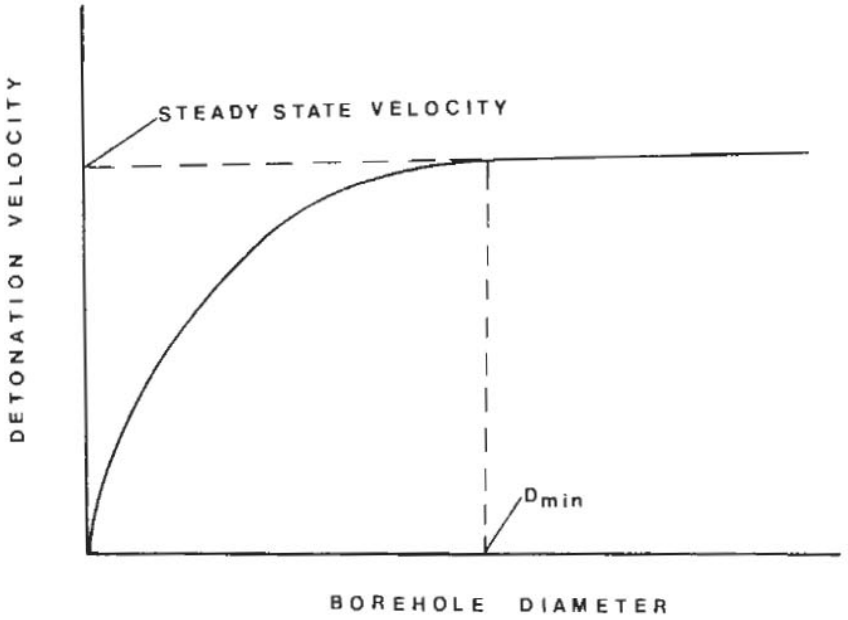


Fig. 9.2.1.3. Generalized relationship between detonation velocity and borehole diameter.

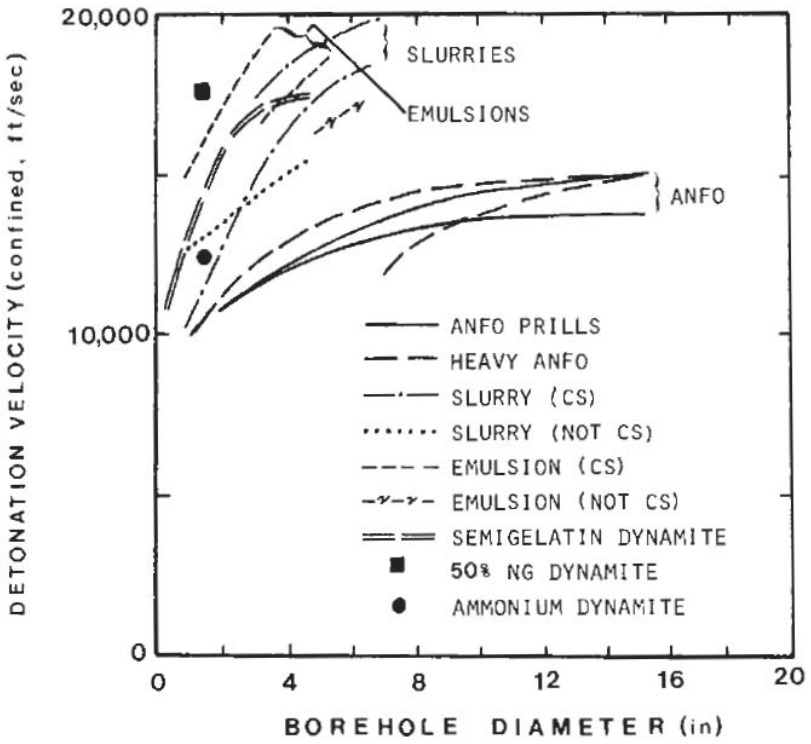


Fig. 9.2.1.5. Variation in detonation velocity with borehole diameter for selected commercial explosives. Conversion factors: 1 in. = 25.4 mm, 1 fps = 0.3048 m/s.

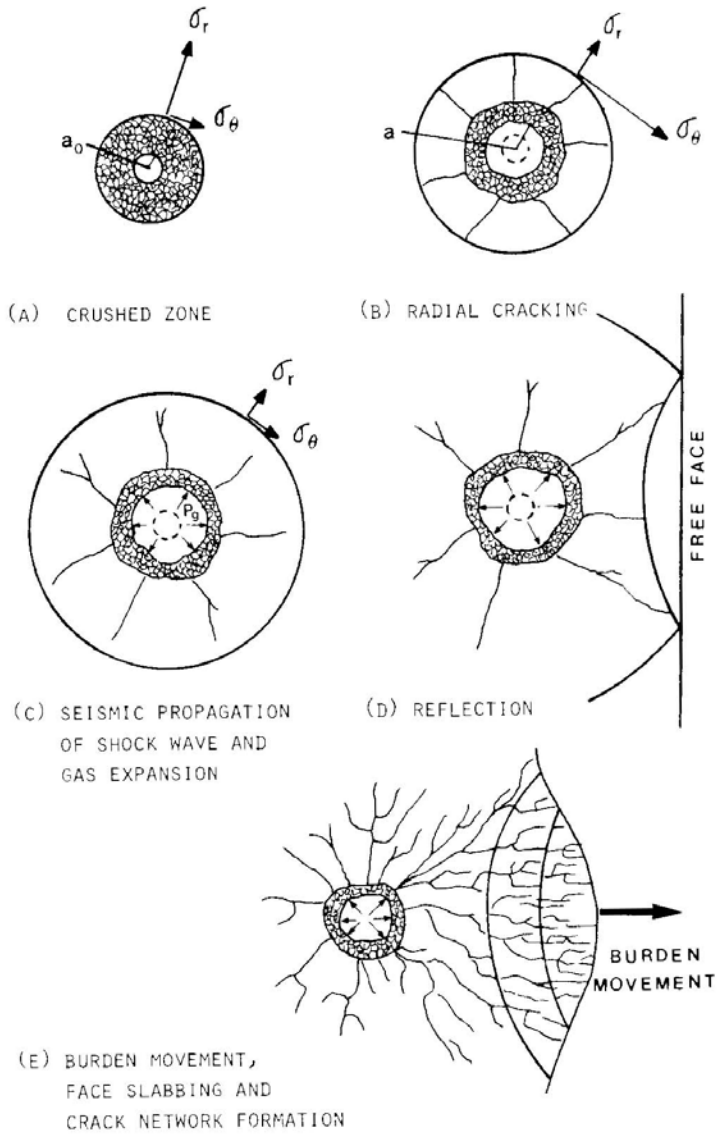


Fig. 9.2.1.7. Generalized plan view through detonating borehole showing sequence of events occurring in the rock mass, where a_o and a are charge radius and expanded borehole radius, respectively, P_g is borehole pressure, σ_θ and σ_r are tangential and radial stress components, respectively.

دانسیته سنگ

- سنگ‌ها و مواد با دانسیته کم نیاز به مواد منفجره با انرژی کم دارند
- سنگ‌ها و مواد با دانسیته بالا نیازمند ماده منفجره با انرژی بالا و سرعت بالا هستند (مانند امولسیون‌ها)
- دانسیته کم: ۲/۵

- دانسیته متوسط: ۲/۷ تا ۲/۵
- دانسیته بالا: ۲/۷ به بالا

دانسیته سنگ بالا

- در سنگ‌های با دانسیته ۲/۴ به بالا، دانسیته را بالا حساب می‌کنند و برای آنها باید تدابیر زیر اندیشیده شود:

۱. قطر چال باید زیاد شود تا Blast Hole Pressure به میزان کافی باشد (سرعت انفجار بین ۲۵۰۰۰-۴۰۰۰ فوت بر ثانیه را بالا و زیر ۴۰۰۰ فوت بر ثانیه را Deflagration می‌گویند)

۲. باید چال‌ها را نزدیک به هم انتخاب نمود.

۳. طول چال پرکنی Stemming مناسب باشد (۲۰ برابر قطر چال) و در ضمن ابعاد آن هم ریز باشد و کاملاً متراکم

۴. در شرایط نرمال معمولاً آنفو، آنفوی سنگین و آلومینیوم آنفو خوب خواهد بود

مقاومت سنگ

- هر چه مقاومت سنگ زیادتر باشد باید از موادی استفاده کرد که سرعت بیشتری داشته باشند. در این راستا مقاومت فشاری در اولویت اول است و مقاومت‌های کششی و برشی هم در اولویت‌های بعدی قرار دارند.
- در سنگ‌های ساختمانی تلاش می‌شود تا فشار از مقاومت فشاری سنگ کمتر شود و از مقاومت کششی آن بیشتر شود، چون در این سنگ‌ها ایجاد ناپیوستگی مورد نظر است و Fragmentation مد نظر نمی‌باشد.
- هر چه نسبت مقاومت فشاری به مقاومت کششی بیشتر باشد، سنگ آسانتر و سهل‌تر خرد می‌شود
- اگر مقاومت فشاری تک محوری سنگ بالا باشد باید انرژی ماده انفجاری نیز بالا باشد.

تخلخل

- نسبت حجم منافذ به حجم کل سنگ است و به صورت درصد بیان می‌شود
- محدوده تخلخل (۵۵-۰) درصد می‌باشد
- تخلخل رس (۵۵-۵۴) درصد است
- مقاومت فشاری رس یک مگا پاسکال است. چون دانسیته کم و تخلخل بالا دارد
- تخلخل مقاومت فشاری سنگ را کاهش می‌دهد و انرژی انفجار به هدر می‌رود

ملاحظاتی در مورد انفجار در سنگ‌های متخلخل

- نباید از High Pressure فشار بالا استفاده کرد بلکه باید از فشار گاز بیشتر استفاده نمود، مثل آنفو و در واقع باید Eg/Ed (انرژی انفجار / انرژی گاز) بالا باشد
- حتی‌المقدور از روش Decoupling استفاده شود (نسبت ½ خرج و چال)
- بعضی‌ها چون Konya معتقدند که فضای بین خرج و چال هوا باشد و بعضی دیگر معتقدند این فضا از مواد باطله پر شود تا Pg/Pd افزایش یابد
- تخلخل ممکن است باعث گیرافتادگی مته و انحراف آن در حفاری شود

قابلیت هدایت حرارتی (کانی‌ها)

- بعضی کانی‌ها چون مجموعه کانی‌های سولفوره و مگنتیت می‌توانند باعث انحراف مسیر الکتریسیته بشوند لذا در چنین مواردی باید به نکته زیر توجه کرد:
- کلیه رابطین و مدارها حفاظت گردد و چاشنی‌ها کاملاً در بسته‌های پلاستیکی قرار گرفته باشند و بازدیدهای مستمر صورت گیرد تا قطع‌شدگی در مسیرها وجود نداشته باشد

انفجار ذرات گرد و غبار Dust Explosion

- انفجار گرد زغال می‌تواند روی نتایج انفجار اثر بگذارد و این از خواص زغال است. در چنین شرایطی باید از مصرف ماده منفجره آلومینیوم دار خودداری نمود. چون تبدیل به Al2O3 می‌شود (در دمای بالا) که از پتانسیل زیادی جهت آتش گرفتن برخوردار است.
- چال‌ها را باید از ذرات و گرد و غبار تمیز نمود (با شستشو)
- از پودر سنگ‌هایی چون ماسه و رس استفاده شود

Rock Quality Designation (RQD)

- مجموعه طول قطعات حفاری بزرگتر از ۱۰۰ میلیمتر به کل طول حفاری به صورت درصد

RQD	Rock Quality	
0-25	Very poor	خیلی ضعیف
25-50	Poor	ضعیف
50-75	Faiz	متوسط
75-90	good	خوب
90-100	Very good	خیلی خوب

درزه‌داری و شاخص کیفی توده سنگ

- رابطه تعداد درزه‌ها به ازای هر متر مکعب سنگ و RQD

RQD=115-3.3 JV

Jv<1	Massive Block	توده‌ای
1<Jv<3	Large Block	بلوک بزرگ
3<Jv<10	Medium Block	بلوک متوسط
10<Jv<30	Small Block	بلوک کوچک
Jv>30	Very Small Block	بلوک بسیار کوچک

شاخص قابلیت انفجار

در سال ۱۹۸۶ پارامتری در بحث انفجار مطرح شد بنام شاخص قابلیت انفجار BI

Blastability Index

که از رابطه زیر به دست می‌آید:

BI=0.5(RMD+JPS+JP0+SGI+HD)

RMD	Rock Mass Description	توصیف کیفی سنگ
10	Friable	شکننده
20	Blocky	بلوکی
50	Total Massive	توده‌ای، متراکم

پارامترهای شاخص قابلیت انفجار

- فاصله بین درزه‌ها JPS (Joint Plane Spacing)

JPS	Evaluation Point
<0.1m	10
0.1-1m	20
>1	50

- جهت شیب JPO (Joint Plane Orientation)

Point	JPO	
10	Horizontal	درزه افقی
20	Dip out of the face	صفحه درزه موازی جبهه کار
30	Strike	درزه عمودی
40	Dip into the face	شیب صفحه عمود بر جبهه کار

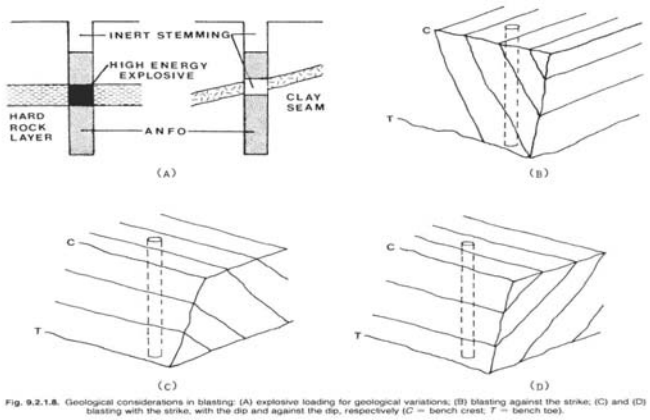


Fig. 9.2.1.8. Geological considerations in blasting: (A) explosive loading for geological variations; (B) blasting against the strike; (C) and (D) blasting with the strike, with the dip and against the dip, respectively (*C* = bench crest; *T* = bench toe).

- SGI (Specific Gravity Index)
- $SGI=25\times SG_{50}$

- سختی HD (Hardness)

که از جدول موس به دست می‌آید. به عنوان مثال سختی موس کوارتز ۷ می‌باشد.

- وقتی شاخص قابلیت انفجار سنگ به دست آمد، می‌توان قدرت تخریب ماده منفجره و میزان انرژی آن را محاسبه کرد.

- Pf = 0.004 BI (kg ANFO/tonne)
- E = 0.015 BI (MJ/tonne)

مثال از شاخص قابلیت انفجار

- در یک معدن خصوصیات توده سنگ به قرار زیر است. BI و انرژی لازم جهت خرد کردن سنگ چقدر است.

- سنگ شیل ورقه‌ای نرم در حالت افقی
- JPS=10, JPO=10, SGI=10, HD=1, RMD=15

حل:

$BI=0.5(15+10+10+10+1)\Rightarrow BI=23$

$Pf=0.004\times 23\Rightarrow Pf=0.092$ kg/tonne

$E=0.015\times 23\Rightarrow E=0.1$ Mj/jonne

جنبه‌های بررسی مواد منفجره

- محیط کاربرد مواد منفجره Environmental Characteristics
- عملکرد ماده منفجره (اجرا) Performance

مواد منفجره کلاً از دو دیدگاه فوق مورد بررسی قرار می‌گیرند

در مورد محیط کاربرد مسایلی چون حمل و نقل، انبار کردن و . . . تحت بررسی قرار می‌گیرند ولی در مورد اجرا و نحوه عملکرد مسایلی چون حاصل شدن نتیجه دلخواه که در عین حال اقتصادی هم باشد مورد بررسی قرار می‌گیرد.

وقتی در آتشباری صحبت Fragmentation می‌نمائیم منظور better fragmentation می‌باشد یعنی درشت‌ترین آن از سنگ شکن عبور کند و به کوچکترین آن هم نیاز نداشته باشیم و یا به عبارتی درشت‌ترین آن به راحتی در داخل جام بارگیری جا شود و در ضمن برای یک آتشباری خوب باید Air Blast، Fly Blast و Ground Vibration در حداقل ممکن باشد.

محیط کاربرد مواد منفجره

- حساسیت Sensitiveness: حساسیت ماده منفجره را بر اساس قطر بحرانی ماده منفجره اندازه‌گیری می‌نمایند.
- قطر بحرانی Explosive Critical Diameters: حداقل قطر ماده منفجره است که دارای سرعت انفجار قابل قبول باشد. قطر بحرانی برای دینامت‌ها و دوغابی‌ها زیر ۱ اینچ و برای آنفوها بین ۱ تا ۲ اینچ است.
- مقاومت در برابر آب Water Resistance: به خاصیتی از مواد منفجره اطلاق می‌شود که وقتی مواد منفجره در معرض آب قرار خواهند می‌گیرند بدون این که از عملکرد یا خواصل ماده منفجره کاسته شود عمل نمایند.

- شعله‌پذیری ماده منفجره Flammability: به خاصیتی از ماده منفجره اطلاق می‌شود که با کمترین جرقه یا آتش، آتش پذیر شود.
- حساسیت Sensitiveness: حساسیت ماده منفجره را بر اساس قطر بحرانی ماده منفجره اندازه‌گیری می‌نمایند.
- مقاومت در برابر حرارت و دما Temperature Resistance: مواد منفجره به هنگام نگهداری در انبار در اثر گرما و یا سرمای زیاد می‌توانند خاصیت خود را از دست بدهند. در بسیاری از مواد منفجره در دمای بالای ۹۰ درجه فارنهایت پدیده تغییر کریستال Cyclings دیده می‌شود.
- مقاومت در برابر سرما Cold: بعضی مواد منفجره در سرما سفت می‌شوند مثل دوغاب‌ها و امولسیون‌ها

عملکرد ماده منفجره

- سرعت انفجار Detonation Velocity: سرعتی است که امواج انفجار طول ماده منفجره را طی می‌نمایند. m/s 1500-9000
- انفجار ناقص Deflagration: سرعت انفجار پائین است. یعنی فرصت سوخت وجود دارد، مثل باروت و به همین دلیل به آنها ناریه می‌گویند.

$$P_D = \frac{\rho_e . VOD^2}{4}$$

$$P_D = 432 \times 10^{-6} \frac{\rho_e . VOD^2}{1 + 0.8\rho_e}$$

- دانسیته مواد منفجره از ۸/۰ تا ۶/۱ متغیر است (آنفو تا دینامیت)

مواد لازم برای انفجار

- مواد منفجره Explosives
- آتش‌زنها Initiators
- پرایمرها Primers

- بوسترها Boosters

آتش‌زنها

- آتش زدن فرآیندی است که دمای کافی برای انفجار را فراهم می‌سازد.
- آتش‌زنها به عواملی اطلاق می‌شود که موجب تأمین حرارت برای مواد منفجره اصلی می‌شود.
- سیستم آتش‌زنه به کلیه دستگاه‌های تولید الکتریسیته، فتیله انفجاری، چاشنی، خرج اولیه و غیره اطلاق می‌شود.
- استفاده از آتش‌زن صحیح می‌تواند موجب خردشوندگی خوب، کاهش پرتاب سنگ، انفجار هوا و لرزش زمین شود.

پرایمرها /Primers

- پرایمر به ترکیبی از چاشنی انفجاری و فشنگ انفجاری اطلاق می‌شود، به این صورت که چاشنی داخل فشنگ انفجاری قرار می‌گیرد و نقش آن افزایش میزان انرژی جهت خرد کردن سنگ است.
  - ❖ Blasting Cap
  - ❖ Cartridges
- پرایمر از نظر اندازه می‌تواند از چند میلیمتر تا چند سانتیمتر و از لحاظ وزن هم می‌تواند از چند گرم تا چند صد گرم متفاوت باشد؛ لذا با توجه به متنوع بودن پرایمر از نظر اندازه و وزن، انتخاب صحیح پرایمر می‌تواند نقش مهمی را کیفیت انفجار ایفا نماید.

عوامل مؤثر در انتخاب پرایمر

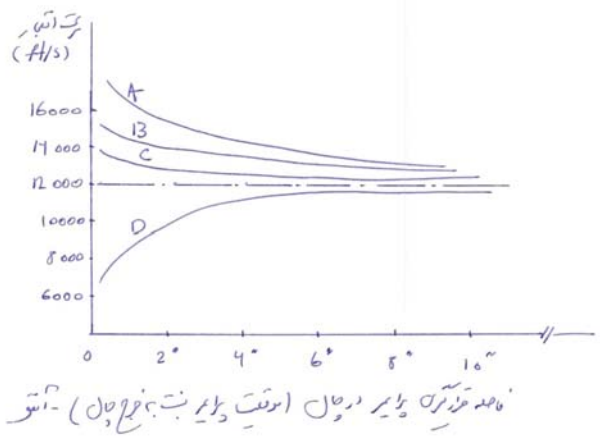
الف) قطر/ Diameter

ب) ترکیب/ Composition

- سرعت انفجار پرایمر باید از شرایط «**حالت پایدار**» (**Steady State**) بیشتر باشد.
- اگر سرعت انفجار پرایمر از ft/s ۱۲۰۰۰ کمتر باشد فایده‌ای ندارد.

- اگر پرایمر از ترکیبی تشکیل شده باشد که سرعت بالای ft/s ۱۶۰۰۰را تولید نماید آن پرایمر مناسب است.

فاصله قرارگیری پرایمر در چال



- A مربوط به ماده منفجره با PD=240 kbar مثل ژلاتینی صد در صد می‌باشد.
- B مربوط به پرایمر ژلاتینی ۷۵ درصد با PD=120 kbar می‌باشد.
- C مربوط به دینامیت خالص ۶۰ درصد با PD=50 kbar می‌باشد.
- D مربوط به دینامیت خالص ۴۰ درصد با PD=40 kbar می‌باشد.

اگر نمودار قبلی را برای قطر ماده منفجره در نظر بگیریم خواهیم داشت:

- A: برای قطر 3 اینچ ← PD=240 kbar
- B: برای قطر 2½ اینچ ← PD=220 kbar
- C: برای قطر 2 اینچ ← PD=200 kbar
- D: برای قطر 1 اینچ ← PD=<200 kbar

قطر پرایمر باید از قطر بحرانی ماده منفجره بیشتر باشد

راهنما جهت انتخاب پرایمر:

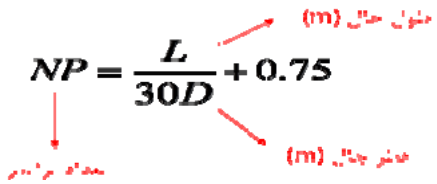
الف) پرایمری که سرعت آن از شرایط حالت پایدار (Steady State) بیشتر باشد.

ب) اگر ترکیب ماده منفجره اصلی ANFO باشد چگالی پرایمر باید حدوداً ۲/۱و سرعت آن بیشتر از ۱۵۰۰۰ فوت بر ثانیه باشد و اگر خرج اصلی امولسیون است باید چگالی پرایمر ۳/۱ و سرعت بیش از ۱۶۰۰۰ فوت بر ثانیه باشد.

- به اعتقاد برخی از کارشناسان، صرفنظر از طول چال و اندازه بار سنگ، بهتر است از ۲ پرایمر استفاده شود. به عبارت دیگر برای پیشگیری از تأثیر آب چال و لایه‌های سست لابه‌لای سنگ‌ها و ناپیوستگی‌ها و غیره از ۲ پرایمر استفاده می‌شود تا اگر یکی خوب عمل نکرد این شانس وجود داشته باشد تا دیگری عمل کند.
- به اعتقاد برخی دیگر از کارشناسان اگر طول چال کوچکتر از 2B باشد یک پرایمر کافی است (H<2B یا L) و اگر طول چال بزرگتر از 2B باشد (H>2B یا L) بهتر است از دو پرایمر استفاده شود.

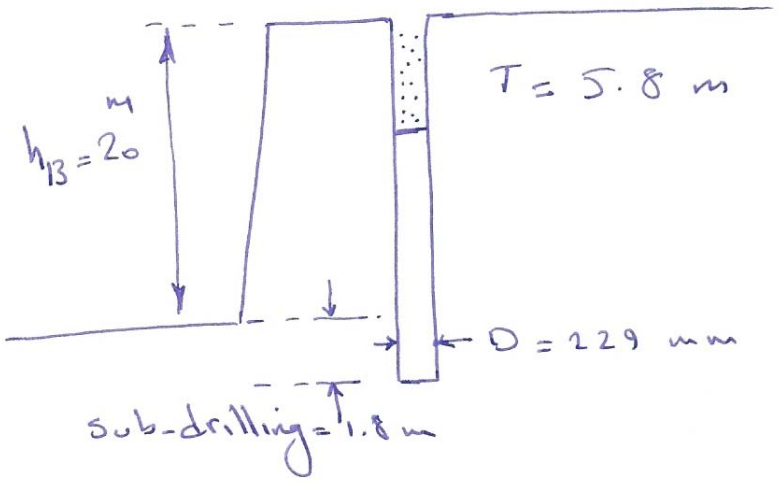
تعداد پرایمر موردنیاز:

- توصیه می‌شود در چال‌هایی که قطر آنها بالاتر از ۱۵۰ میلیمتر (۶") می‌باشد حتماً از پرایمر با وزن ۴۰۰ الی ۵۰۰ گرمی استفاده شود و اگر از ۱۵۰ میلیمتر کمتر باشد پرایمر ۱۲۵ گرمی کافی است.



تمرین

با توجه به شکل زیر تعداد پرایمرهای مورد نیاز را محاسبه نمایید.



پاسخ

با توجه به شکل زیر تعداد پرایمرهای مورد نیاز را محاسبه نمایید.

$$NP = \frac{20 + 1.8 - 5.8}{30 \times 0.229} + 0.75$$
$$\Rightarrow NP = 3$$

- اولین پرایمر به فاصله 4D از ته چال قرار می‌گیرد.
- دومین پرایمر به فاصله 30D از پرایمر اول قرار می‌گیرد.
- سومین پرایمر به فاصله 30D از پرایمر دوم قرار می‌گیرد.

بوستر/ Booster

- ترکیب بوستر با ترکیب ماده منفجره اصلی تفاوت دارد و برای تقویت انفجار در چال قرار می‌گیرد که تا حدودی شکل پرایمر است با این تفاوت که چاشنی ندارد و در نقاطی از چال که سخت است قرار می‌گیرد.

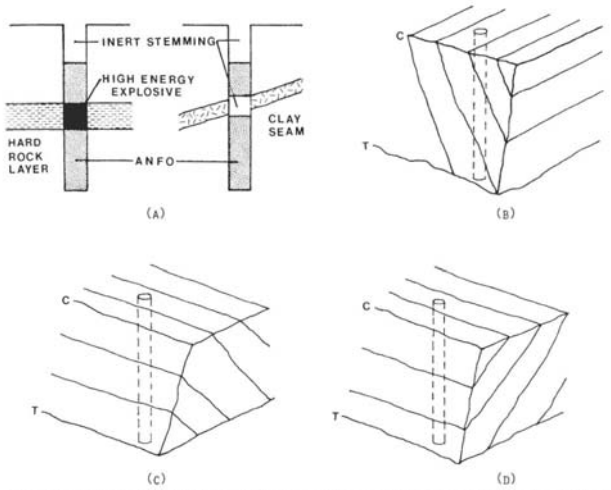


Fig. 9.2.1.8. Geological considerations in blasting: (A) explosive loading for geological variations; (B) blasting against the strike; (C) and (D) blasting with the strike, with the dip and against the dip, respectively (*C* = bench crest; *T* = bench toe).

تأخیر در انفجار

- تأخیر در انفجار
- تأخیر در چال‌ها

تأخیر در چال‌ها طی رابطه روبرو حاصل می‌شود:

$$\tau_h = \tau_H . S$$

τ_h: زمان تأخیر بین چال‌های مجاور (ms)

τ_H: عدد ثابت تأخیر (ms/ft)

S: فاصله دو چال در یک ردیف (ft)

Rock Type	Constant (ms/ft)
Coal, Sand, Lime	1.8-2.1
Some Limestone, Some shale, Rock Soft	1.5-1.8
Compacted Limestone, Marble, Granite	1.2-1.5
Quartzite, Diabase, Magnetite	0.9-1.2

تأخیر بین ردیف / Row to Row Delay

- تأخیر بین ردیف‌ها از رابطه زیر حاصل می‌شود.

$$\tau_p = \tau_R . B \longrightarrow (ms)$$

$$T_R = 2 \rightarrow 6$$

- هر چه از تأخیرهای بلند استفاده شود نتایج انفجاری بهتر و مناسبتر خواهد بود.

برای داشتن یک انفجار مناسب

- استفاده از تأخیرهای بلند لرزش زمین را کاهش می‌دهد.
- استفاده از تأخیرهای بلند پس‌زدگی (Back Break) را کاهش می‌دهد. پس‌زدگی به شکستگی بعد از آخرین ردیف چال اطلاق می‌گردد.
- تأخیر بین ردیفها نباید از ۲ میلی ثانیه بر هر فوت بار سنگ کمتر و از ۶ میلی ثانیه بر هر فوت بار سنگ بیشتر باشد.
- البته در برخی مواقع برای حفظ دیواره‌های معادن روباز ممکن است از تأخیرهای بیش از ۶ میلی‌ثانیه بر هر فوت بار سنگ هم استفاده شود.

پارامترهای قابل کنترل و غیر قابل کنترل در طراحی انفجار

Controllable variables		*Un Controllable variables*	
Hole Diameter	قطر چال	Geology blasting site	زمین شناسی
Hole Depth	عمق چال	Mechanical strength & property	مقاومت مکانیکی و خواص سنگ
Sub drilling	اضافه حفاری	Structural discontinuity	ناپیوستگی‌ها
Hole Inclination	شیب چال	Water condition	وضعیت آب
Stemming height	ارتفاع پودرسنگ	Weather condition	وضعیت آب و هوا
Stemming material	نوع پودرسنگ		
Pattern	الگوی انفجار		
S & B	فاصله ردیف‌ها و چال‌ها		
Blast Size	ابعاد بلوک آتشباری		

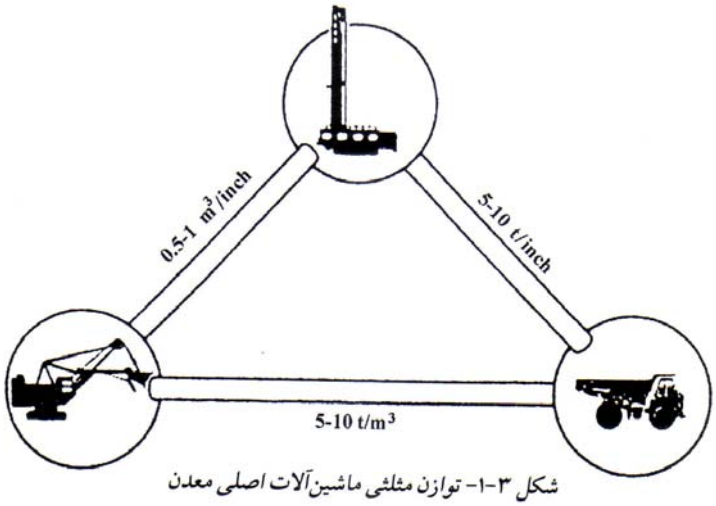
نوع ماده منفجره	Explosives
سیستم آتش‌زن	Initial Systems
نوع بارگیری	Loading Method

قطر چال / Blast hole diameter

انتخاب قطر چال به چند پارامتر بستگی دارد:

- خصوصیات توده سنگی که باید منفجر شود
- درجه و میزان خردشوندگی fragmentation
- ارتفاع چال یا پله یا برش
- هزینه‌های حفاری و آتشباری
- ظرفیت سیستم بارگیری

توازن مثلثی ماشین‌آلات اصلی معدن



شکل ۳-۱- توازن مثلثی ماشین‌آلات اصلی معدن

- قطر چال‌هایی که در سطح حفر می‌شود ۳۸۰-۵۰ میلی‌متر بوده و در معادن سطحی قطر چال‌ها (۳۱۰-۱۶۵) میلی‌متر می‌باشد.

- قطر چال‌ها در معادن فلزی زیرزمینی ۲۲۰-۲۵ میلی‌متر می‌باشد و در حفر تونل و تونل‌های افقی قطر چال‌ها ۶۴-۳۲ میلی‌متر متغیر خواهد بود.
- بنابراین به طور کلی قطر چال‌ها از ۳۸۰-۲۵ میلیمتر می‌تواند متغیر باشد.
- اگر قطر چال‌ها کم انتخاب شود تنها حسنی که دارد مصرف کم خرج ویژه است ولی خرجگذاری و پرایمرگذاری وقت‌گیر است. تنظیم سیستم آتش‌زن و پودرگذاری نیز وقت‌گیر است و هزینه‌های حفاری و پرایمرگذاری و خرجگذاری هم بالا خواهد بود.

اگر قطر چال‌ها زیاد انتخاب شود:

- هزینه حفاری و آتشباری کمتر می‌شود.
- خرجگذاری به صورت مکانیکی ممکن می‌شود.
- تعداد چال کمتری حفر می‌شود و در نهایت فاصله چال‌ها زیاد می‌شود و حرکت دریل کمتر می‌شود و میزان سنگ حاصل شده در هر انفجار زیادتر می‌شود (حفر چال با قطر زیاد همیشه در اولویت قرار دارد).
- در مناطق درزه و شکاف‌دار باید قطر چال‌ها به گونه‌ای در نظر گرفته شود که فاصله بین چالها از فاصله درزه‌ها کمتر باشد.
- بهترین نتایج انفجار در $H/D = 60$ حاصل می‌شود.

H: عمق چال

D: قطر چال

(سیستم متریک)

- و اگر $H/D < 60$ باشد باز هم مناسب است ولی در صورتیکه $H/D \geq 60$ بوده و هدف خردشدگی خوب باشد باید خرجگذاری بیشتری انجام شود.

عمق چال / Hole depth

- عمق چال تابعی از بار سنگ (B) می‌باشد.
- ضریب سفتی:

$$H/B \rightarrow StiffnessRatio \quad (1-4)$$

- وقتی این نسبت به سمت ۴ میل می‌کند می‌توان انتظار انفجار بهتری را داشت و هر چه به سمت ۱ میل کند عوارض انفجار بد مانند انفجار هوا، لرزش زمین و غیره دور از انتظار نیست.
- از ۲ به ۳ شرایط کمی مطلوب می‌شود ولی بهترین آن در محدوده ۴ می‌باشد.
- نسبت بیشتر از ۴ موجب انحراف چال می‌شود.
- با توجه به مسائل فوق و جدول صفحه بعد، استفاده از شرایط ۴ در معادن روباز مطلوب نمی‌باشد.

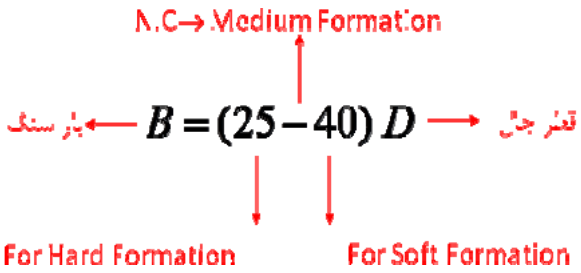
H/B	Fragmentation F	Air Blast A.B	Fly Rock F.R	Ground vibration G.V	Comments
1	Bad	Severe	Severe	Severe	Severe back break (do not blast)
2	Fair	Fair	Fair	Fair	Re design if possible
3	Good	Good	Good	Good	Good
4	Excellent	Excellent	Excellent	Excellent	Excellent

در واقع H/B بیش از ۳ انتخاب نمی‌شود چون به غیر از نتایج انفجار، عملیات بعدی چون ارتفاع بارگیری و سیستم حمل و غیره هم حائز اهمیت هستند

بار سنگ / Burden

- فاصله بین مراکز چال‌ها تا نزدیکترین سطح آزاد بار سنگ نامیده می‌شود.
- اگر بار سنگ زیاد انتخاب شود، چون فشار گازهای توزیع شده توانایی خرد کردن سنگ‌ها را ندارند، لذا بعضی سنگ‌های اطراف چال‌ها به صورت درشت خواهند ماند و در ضمن احتمال Ground Vibration هم وجود خواهد داشت.

- اگر بار سنگ کم انتخاب شود در این شرایط هم خردایش زیاد (تولید نرمه) خواهیم داشت و هم به دلیل اینکه انرژی آزاد شده سریعاً به سطح آزاد می‌رسند ایجاد Air Noise خواهد نمود.



- بعضی مواقع بار سنگ تابع نوع مواد منفجره خواهد بود که اگر دانسیته بالا و سرعت انفجار نیز بالا باشند $High^{VOD}_{Density}$ حداکثر بار سنگ انتخاب می‌شود و اگر این دو پارامتر پایین باشند از ضریب کمتر استفاده می‌شود.

رابطه کومیر

(B بر حسب فوت)

$$B = \left[2\frac{SGe}{SGr} + 1.5\right] De$$

- SGe: دانسیته ماده منفجره، SGr: دانسیته سنگ و Dh: قطر چال
- فرمول کومیر از فرمول‌های خوب در آتشباری به شمار می‌رود.
- De قطر ماده منفجره داخل چال بر حسب اینچ است که در سیستم خرجگذاری پیوسته برابر با قطر چال می‌باشد.
- نسبت H/B در معادن روباز علی‌رغم اینکه هر چه بیشتر از ۳ (به طرف ۴) باشد مناسب‌تر است، ولی در عمل از نسبت بالاتر از ۳ کمتر استفاده می‌شود.

فاصله بین دو چال در یک ردیف Spacing

- تابعی از B "بار سنگ" می‌باشد.
- اگر S کوچک باشد بین چال‌ها خردشدگی زیاد بوده و نرمه زیادی نیز تولید می‌شود و مشکلات کانه‌آرایی بروز نموده و در ضمن در پای پله هم مشکلاتی به بار خواهد آمد.

- اگر S زیاد انتخاب شود خردشدگی خوبی به دست نخواهد آمد و لذا معایب ناشی از عدم خردشدگی مناسب بروز خواهد نمود.

$$S = (1.15-1.4)B \longleftarrow \text{برای چال‌های قائم}$$

وقتی وجه سنگ کنترل شود — وقتی آسودگی وجود داشته باشد

$$S = (1.15-1.4)\cos\alpha.B \longleftarrow \text{برای چال‌های مایل}$$

- (m.s)= چاشنی تأخیری میلی‌ثانیه‌ای
- اگر مقصود آتشباری همزمان باشد که بسیار بندرت اتفاق می‌افتد ممکن است S تا حد 2B هم انتخاب شود.

پارامترهای چال انفجاری Blast Hole Parameters

- دورترین نقطه در آرایش مثلثی بیشتر تحت تأثیر تنش‌های انفجاری قرار می‌گیرد، به همین دلیل آرایش مثلثی که از نظر حفاری نامنظم (Staggered) به حساب می‌آید نسبت به آرایش مربعی که از نظر حفاری مناسب‌تر است در اولویت خواهد بود.

ژئومتری سطح آزاد Geometry of the free face

- مؤثرترین ژئومتری (شکل هندسی) سطح آزاد به سیستمی اطلاق می‌شود که فاصله بین سطح آزاد تا اولین ردیف چال‌ها یکسان باشد. ضمن اینکه باید دقت کرد جلوی سطح آزاد هم تمیز باشد.

اندازه و شکل سایت انفجار Site and Shape of the Site

- از دیدگاه یک مهندس معدن هر چه سایت معدن بزرگتر باشد مطلوب‌تر است (چون هزینه‌های حفاری، آتشباری و غیره کاهش می‌یابد). به تجربه هم ثابت شده که در سایت‌های بزرگتر خردشدگی بهتر است.
- از نظر شکل اگر یک سطح آزاد داشته باشیم نسبت بین L/W باید مساوی و یا بزرگتر از ۳ باشد (*L: طول سایت، W: عرض سایت*).

- ولی اگر دو سطح آزاد وجود داشته باشد نسبت بین L/W باید بزرگتر یا مساوی ۲ باشد که اگر رعایت نشود نتایج انفجار بدی را می‌توان انتظار داشت.

شکستگی‌های ناخواسته Over break

- شکستگی‌های ناخواسته شامل Back break و End break می‌باشد که که End break در جناحین سایت پدید می‌آید.
- باید از ایجاد شکستگی‌های ناخواسته در دیواره نهایی معدن اجتناب شود.
- حجم یا فضای توسعه قابل دسترسی Available expansion volume به فضایی اطلاق می‌شود که نیاز است سنگ‌ها بعد از انفجار به آنجا تغییر مکان بدهند و در صورت عدم وجود چنین فضایی ممکن است Fly rock ایجاد شود.

پودر سنگ (گل گدازی) (Stemming (τ)

- در انتخاب پودر سنگ یکی طول و دیگری اندازه ذرات مؤثر است.
- در 25D، خردشدگی خوب است و در ضمن Air blast، Fly rock و Over break هم وجود نخواهد داشت.
- از نظر اندازه ذرات محدوده $(1/17 - 1/20)D$ مناسب است که از این بین بهترین نتیجه در $1/20$ حاصل خواهد شد.
- اگر پودر سنگ درشت باشد انرژی از خلل و فرج فرار می‌کند و اگر ریز باشد انرژی به خوبی به دیواره‌ها منتقل نمی‌شود.
- جهت تعیین میزان پودر سنگ می‌توان از فرمول روبرو استفاده کرد: $\tau = k_t.B$ $k_t = (0.7-1)$
- اگر درزه داشته باشیم باید τ زیاد باشد و اگر یکپارچه باشد 0.7 کافی است.
- از نظر حفاری آرایش مربعی ارجحیت دارد ولی در انفجار آرایش مثلثی مرجح است.

اضافه حفاری / Sub-drilling

دلایل اضافه حفاری:

- صاف بودن سطح پله بعد از آتشباری

$$j = k_j.B$$

- چون کف چال سخت‌تر و مقاومت بیشتری دارد لذا به انرژی برشی بیشتری نیاز است.

در معدن مس سرچشمه اضافه حفاری ۵/۱ متر است که با احتساب طول چال به میزان ۵/۱۲متر کلاً ۱۴ متر حفاری انجام می‌شود.

Type of Rock	*kj*
Soft Rock ژیپس، شیل، رس، زغال دارای مقاومت کمتر از (30-40 mpa) 6000 psi	**0.1-0.2**
Medium Rock (38-75 mpa) (6000-20000 psi)	**0.3**
Hard Rock گرانیت، بازالت، گرانودیوریت دارای مقاومت بیشتر از 20000 psi	**0.4-0.5**

- اگر j کم انتخاب شود سنگ‌های ته چال کاملاً خرد نمی‌شوند.
- اگر j زیاد باشد:

❖ هزینه حفاری و آتشباری افزایش می‌یابد.

هزینه‌های تراز کردن تحمیل می‌شود.

❖ خردشدگی زیادی در کف پله ایجاد و ادامه حفاری با مشکل روبرو خواهد بود و بر پایداری شیب هم تأثیر منفی می‌گذارد.

نظام خرج‌گذاری (شیوه خرج‌گذاری) Charge Configuration

- اگر طول چال کم باشد، خرج‌گذاری به صورت پیوسته انجام می‌گیرد.
- he: طول مؤثر (طول چال با کسر پودر سنگ)

$$he/D = (1-20)$$

- اگر Range بالا برقرار باشد خردشدگی خوب است و از ۲۰ به بعد ثابت می‌ماند و در خردشدگی بهبودی حاصل نمی‌گردد. اگر طول چال زیاد باشد، بهتر است از خرجگذاری به صورت پریودیک (decked charge) یا غیر پیوسته Non Continuous استفاده شود.
- برای چال‌های بلند $T = 25D$
- در معادن اگر H/D از ۶۰ (در سیستم متریک) بزرگتر باشد خرج‌گذاری به صورت تناوبی و یا غیرپیوسته انجام می‌پذیرد.

ساز و کار انفجار

- هدف از کاربرد مواد منفجره در معادن به کار گرفتن انرژی آزاد شده حاصل از انفجار برای شکستن سنگ‌ها است تا سنگ از توده اصلی جدا شده و به قطعات قابل حمل آماده گردد.
- اگر ماده منفجره در هوای آزاد منفجر شود گازهای حاصل بدون انجام کاری پراکنده می‌شوند؛ اما در عمل برای استفاده از انرژی آزاد شده حاصل از انفجار سوراخ‌هایی در سنگ حفر کرده و مواد منفجره را داخل آن قرار می‌دهند. مواد منفجره موجود در چال‌ها را منفجر می‌کنند و انرژی حاصل فشار بسیار زیادی به دیواره چال وارد می‌کند و سنگی که چال در آن حفر شده شکسته می‌شود.

آتشباری

- برای انفجار مواد منفجره در داخل چال عملیاتی به ترتیب زیر لازم است. مجموعه این عملیات را آتشباری می‌نامند:

۱. حفر چال

۲. آماده کردن ماده منفجره

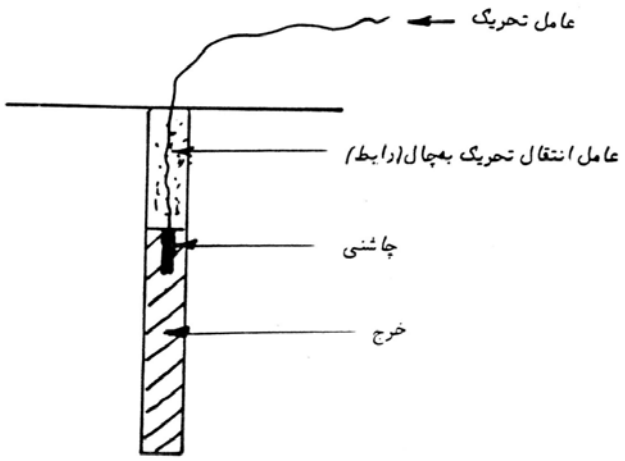
۳. قرار دادن ماده منفجره در چال (خرج‌گذاری) و حفظ ارتباط آن با بیرون چال

۴. منفجر کردن خرج داخل چال (آتشباری)

اجزاء آتشباری

- تحریک‌کننده: که می‌تواند شعله، ضربه حرارت و نظایر آن باشد.
- عامل انتقال تحریک به داخل چال: این عامل سبب انفجار خرج اولیه یا چاشنی می‌گردد.
- چاشنی: برخی مواد منفجره صنعتی مثل باروت سیاه به وسیله شعله کبریت یا نظایر آن آتش می‌گیرد اما بقیه مواد منفجره صنعتی که به عنوان خرج اصلی داخل چال‌ها قرار داده می‌شوند باید با تحریکی قوی‌تر از شعله منفجر شوند. این کار به عهده چاشنی‌ها است که با مواد منفجره اولیه مانند فولمینات جیوه و آزید سرب ساخته شده‌اند.
- خرج اصلی: وظیفه اصلی آن در هم شکستن سنگ است و در چال قرار داده می‌شود. در حقیقت سایر اجزای آتشباری در خدمت خرج اصلی هستند تا آن را منفجر کرده و سنگ شکسته شود.

اجزاء یک چال خرجگذاری شده



شکل ۱- اجزاء یک چال خرج گذاری شده

روشهای آتشباری

- منظور روش‌های متعددی است که برای انفجار خرج اصلی به کار گرفته می‌شود:

۱. فتیله اطمینان (Safety fuse) و چاشنی معمولی (Detonator or Blasting Cap)

۲. فتیله انفجاری (Detonating Cord)

۳. آتشباری برقی (Electric shotfiring)

۴. نانل (Nonel)

۵. سیستم هرکودت (Hercudet)

آتشباری با فتیله اطمینان و چاشنی

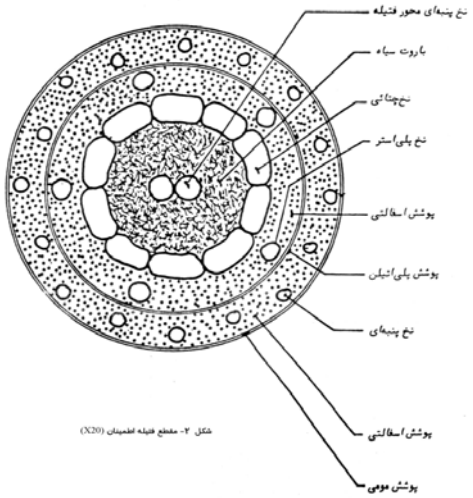
- در این روش با استفاده از چاشنی معمولی و فتیله اطمینان اقدام به آتشباری می‌نمایند. یک سر فتیله اطمینان داخل چاشنی قرار گرفته و چاشنی را داخل فشنگ دینامیت یا هر نوع خرج دیگری که داخل چال قرار دارد می‌گذارند؛ سر دیگر فتیله اطمینان بیرون چال قرار می‌گیرد. در این نوع آتشباری عامل تحریک **شعله** است که به وسیله فتیله اطمینان به چاشنی منتقل شده، چاشنی را منفجر می‌کند و انفجار چاشنی سبب انفجار خرج اصلی می‌شود.

آتشباری با فتیله اطمینان

- فتیله اطمینان اساساً از مقداری باروت نرم که دور آن را الیاف کنف و پنبه به شکل لوله فرا گرفته تشکیل شده است. برای محافظت بیشتر در مقابل خراشیدگی، رطوبت و سایر عوامل مکانیکی پوشش دیگری از جنس موم و صمغ و اجسام دیگر به آن اضافه می‌کنند. نوع و جنس این پوشش‌ها بسته به مورد مصرف در شرایط خشک، رطوبت و یا آبدار فرق می‌کند.
- قطر فتیله اطمینان ۵ تا ۶ میلیمتر و قطر دانه‌های باروت ۰/۲ تا ۰/۶ میلی‌متر است.
- یکنواخت سوختن از محسنات اصلی فتیله اطمینان است معمولاً یک متر فتیله اطمینان در هوای آزاد در مدت ۸۰ تا ۱۰۰ ثانیه می‌سوزد.
- در ارتفاعات سرعت سوختن فتیله اطمینان کم می‌شود و در چال بیشتر می‌شود باروت جاذب‌الرطوبه است و به همین دلیل اگر فتیله اطمینان در محیط مرطوب قرار گیرد تا اندازه‌ای که

باروت آن مرطوب شود دیگر قابل استفاده نخواهد بود؛ لذا انواعی از فتیله اطمینان به نام فتیله ضد آب ساخته شده که دارای پوشش پلاستیکی هستند.

مقطعی از فتیله اطمینان



انواع فتیله اطمینان

- مکان خشک: فتیله با پوشش آسفالتی
- محیط مرطوب: فتیله با دو بار پوشش آسفالت
- محیط نمناک: فتیله با پوشش کائوچویی
- محیط خیس و آبدار: فتیله با پوشش PVC
- محیط سخت و خشن که باعث خراشیدگی فتیله می‌شود: فتیله با پوشش انواع پلاستیک‌های محکم

چاشنی معمولی

- چاشنی لوله‌ای مسی یا آلومینیومی به قطر حدود ۶/۳ و به طول ۳۰ تا ۵۰ میلیمتر می‌باشد.
- داخل آن فولمینات جیوه و کلرات پتاسیم به صورت فشرده قرار می‌دهند. می‌توان از آزید سرب مخلوط با املاح آلی سرب و پودر آلومینیوم نیز در ساختمان چاشنی استفاده کرد.
- قسمتی از چاشنی خالی است تا فتیله اطمینان در آن جای گیرد.

- روی ماده منفجره داخل چاشنی را با انگشتانه می‌پوشانند و محور این انگشتانه سوراخی برای انتقال آتش از فتیله به مواد چاشنی تعبیه شده است.

مزایا و معایب فتیله اطمینان

- تنها مزیت فتیله اطمینان سهولت کار با آن می‌باشد. تخصص لازم برای کار با فتیله اطمینان کمتر از سایر روش‌ها است؛ اما معایب آن به قرار زیر است.

۱. گاز حاصل از سوختن آن حاوی مقدار زیادی اکسید کربن است.

۲. چون شخص آتشکار باید هر چال را آتش زده و بعداً به پناهگاه برود فرصت لازم برای رسیدن به پناهگاه باید به حدی باشد که قبل از پناهنده شدن اولین چال منفجر نشود لذا تعداد چال‌ها محدود می‌باشد.

۳. کنترل انفجار منحصراً با شمردن تعداد انفجارها میسر است. در بعضی اوقات ممکن است دو یا چند چال همراه هم منفجر شوند و در شمارش آنها اشتباهی رخ دهد. به هر صورت تا ۱۵ دقیقه بعد از آتشباری نباید به محل انفجار نزدیک شد.

۴. در عملیات آتشباری بسیار کم پیش می‌آید که تمامی چال‌ها در یک زمان آتش شوند بلکه ساز و کار و تکنیک انفجار ایجاب می‌کند که چال‌ها به فواصل زمانی معین از یکدیگر (معمولاً کمتر از ۵/۰ ثانیه) منفجر شوند و این کار با بلند و کوتاه کردن فتیله اطمینان میسر نیست زیرا در هر متر فتیله اطمینان ۲۰ ثانیه نوسان زمانی سوختن پیش می‌آید.

۵. اجرای انفجار در چال‌های بلند و چال‌های زیر آب با فتیله اطمینان میسر نیست.

- به دلیل معایب ذکر شده مصرف فتیله اطمینان روز به روز در دنیا کمتر می‌شود.

آتشباری با فتیله انفجاری

- بسیاری از عملیات آتشباری آنی یا تأخیری را می‌توان با استفاده از فتیله انفجاری انجام داد. فتیله انفجاری در ایران برای اولین بار با نام کرتکس (Cordtex) معرفی شده و هنوز هم به همین نام مشهور است. کرتکس نام تجارتی نوعی فتیله ساخت کارخانجات ICI می‌باشد.
- فتیله انفجاری فتیله‌ای نرم، محکم و ضد آب بوده و با سرعت 6000m/s تا 7000m/s منفجر می‌شود.
- ماده منفجره به کار رفته در آن PETN است که توسط لایه‌هایی از نخ چتایی و پنبه پوشیده شده است و یک پوشش پلاستیکی دور آن را فرا گرفته است. نخ سبب مقاوم شدن فتیله در مقابل کشش و پلاستیک موجب می‌شود که بتوان آن را در محیط آبدار استفاده کرد.
- فتیله انفجاری در مقابل ضربه حساس است اما به اصطکاک، شوک و الکتریسته حساس نیست.
- فتیله انفجاری در مقابل کشش و خراشیدگی مقاوم است.
- عموماً تا 10°C- قابلیت خمش خود را حفظ می‌کند، اما در درجه حرارت‌های پایین‌تر روپوش آن سفت شده و ممکن است در اثر تا شدن بشکند.
- با ملاحظه فتیله‌های ساخته شده می‌توان گفت انواع فتیله‌های انفجاری از 30°C- تا 80°C+ را تحمل می‌کنند.

مزایا و معایب فتیله‌های انفجاری

الف) معایب

۱. سر و صدای زیاد هنگام انفجار
۲. آسیب زدن به گل‌گذاری چال قبل از انفجار خرج اصلی
۳. امکان قطع فتیله در اثر تا شدن یا افتادن روی هم
۴. انفجار چال از دهانه به ته چال

ب) مزایا

۱. سهولت کاربرد

۲. هر جا که به سبب صاعقه، احتمال وجود جریان‌های ولگرد و نشت جریان در اثر رطوبت امکان استفاده از چاشنی برقی نباشد، استعمال تأخیر دهنده فتیله انفجاری ضروری است.

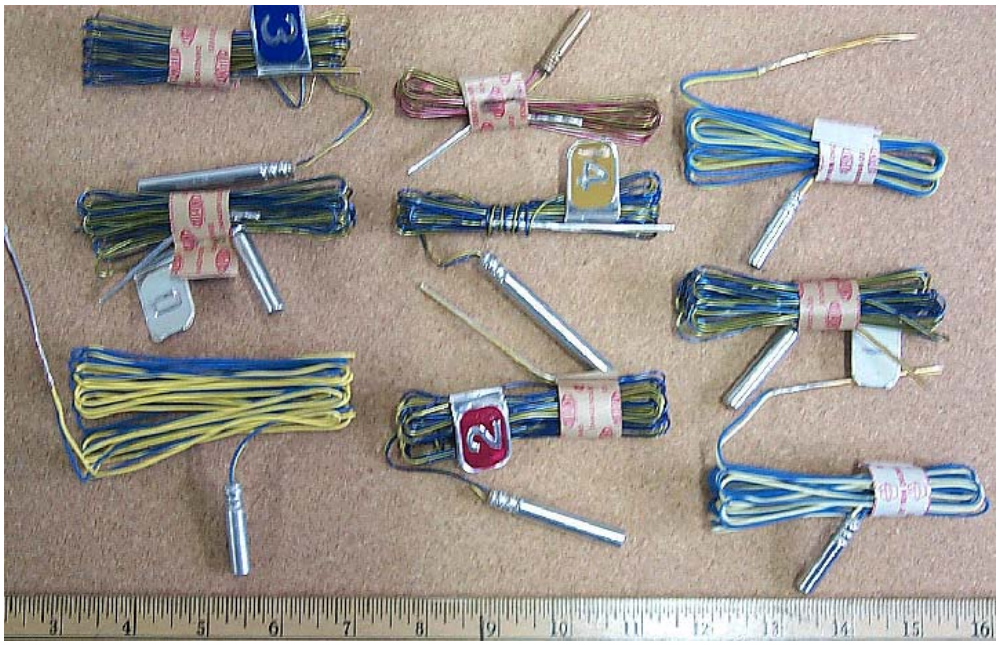
۳. تعداد تأخیرها با چاشنی برقی محدود است در صورتی‌که با تأخیر دهنده فتیله انفجاری به هر تعداد و هر شکل که لازم باشد تأخیر عملی است.

۴. به سبب اختیاری بودن تعداد و محل تأخیرها میزان لرزش زمین و خرد شدن سنگ‌ها را می‌توان کنترل کرد.

آتشباری برقی

- این روش آتشباری در اصول مثل سایر روش‌ها است و تفاوت آن در نوع چاشنی به کار رفته است. چاشنی مصرفی به کمک جریان برق فعال می‌شود و انفجار آن موجب انفجار خرج اصلی می‌گردد.
- هر چاشنی مجهز به دو رشته سیم انتقال جریان برق است و این دو رشته سیم، رابط بین منبع برق در بیرون چال و خود چاشنی داخل چال است.
- خرج اصلی: ماده منفجره‌ای قوی مثل PETN، آزید سرب و فولمینات جیوه است که بسیار حساس می‌باشند.
- خرج ابتدایی: از خرج‌های منفجره اولیه مثل آزید سرب است که به شعله حساس است.
- مقاومت: سیمی است نازک که به دو سر سیم‌های رابط در داخل سر چاشنی وصل است و با عبور جریان برق گرم می‌شود. گرم شدن مقاومت سبب آتش گرفتن مواد سوختنی سر چاشنی می‌گردد.

انواع چاشنی معمولی



- مقاومت الکتریکی سر چاشنی بین ۰/۹ تا ۱/۶ اهم است و جریانی به شدت نیم آمپر برای یک هزارم ثانیه لازم است تا سر چاشنی آتش بگیرد.
- چاشنی‌ها دارای انواع فوری، تأخیری و کم‌تأخیری هستند.
- خرج‌گذاری با چاشنی برقی
- ساز و کار آتش گرفتن چاشنی برقی
- به هم بستن چاشنی‌ها

مزایای آتشباری برقی

- هر چاشنی و مدار انفجار قبل از آتشباری با وسایل مختلف قابل بررسی و کنترل است در حالی که در مورد سایر روش‌های آتشباری این کار فقط با مشاهده مستقیم و بررسی مدار از اول تا آخر امکانپذیر است.

❖ آتشباری تأخیری و کم‌تأخیری با شماره‌های مختلف امکانپذیر است.

❖ در چال‌های بلند و زیر آب و کارهای ژئوفیزیکی به خوبی می‌توان از چاشنی برقی استفاده کرد.

❖ پس از اینکه جریان وارد مدار شد کلیه چاشنی‌ها شروع به کار می‌کند و بر حسب شماره تأخیر به نوبت منفجر خواهند شد. قطع جریان برق هیچگونه ایرادی پس از آن در کار چاشنی‌ها وارد نخواهد کرد.

❖ برای اجرای آتشباری‌های تأخیری می‌توان ترکیب چاشنی برقی و فتیله انفجاری را به کار گرفت.

معایب آتشباری برقی

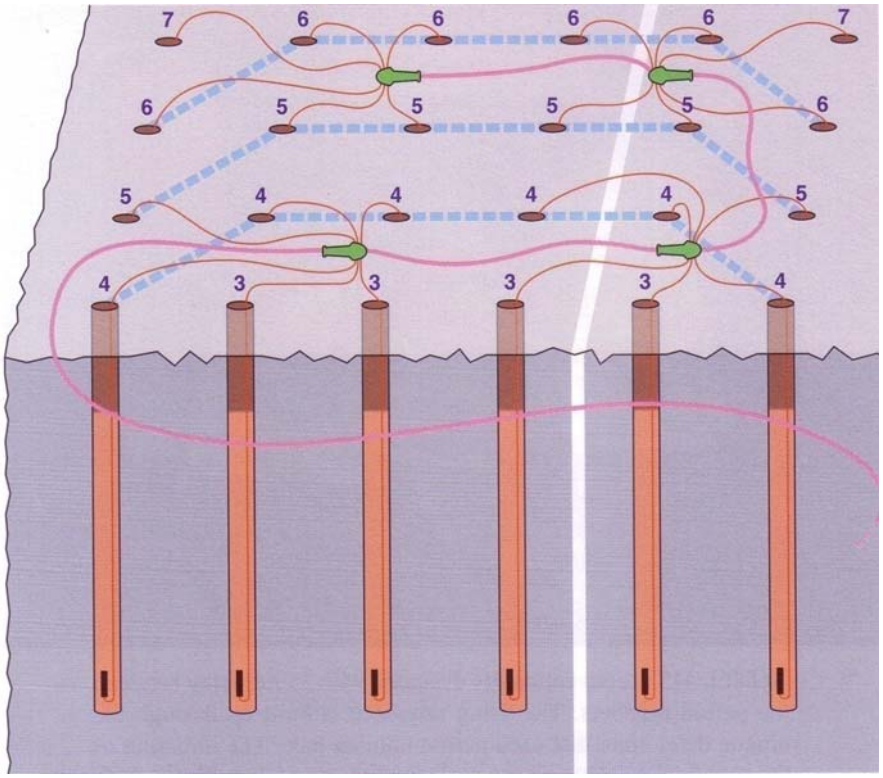
- الکتریسته ساکن ممکن است از یک طوفان خاک و شن، برف، ریختن آنفو در داخل چال یا حرکت یک نوار به وجود آید، ممکن است چاشنی را منفجر کند.
- انتشار دهنده‌های امواج الکترومغناطیسی از قبیل فرستنده رادیو تلویزیون و رادار در شرایط مخصوص ممکن است سبب انفجار چاشنی‌های برقی شوند.
- جریان‌های سرگردان نیز ممکن است باعث انفجار مدار شوند. این جریان‌ها در اثر کار لوازم الکتریکی از قبیل پمپ، جرثقیل و غیره ممکن است به وجود آیند.
- صاعقه نیز سبب به وجود آمدن پتانسیل الکتریکی می‌شود.
- آتشباری در نزدیکی خطوط انتقال نیرو نیز خطراتی را به دنبال خواهد داشت.

سیستم نائل

- این سیستم روش آتشباری غیر الکتریکی است که به وسیله کمپانی داینونوبل (Dyno Nobel) سوئد در سال ۱۹۷۳ ابداع و جایگزین روش برقی شده است.
- این سیستم شامل یک سیستم لوله شوک است که دیواره‌های داخلی آن اندود به ماده‌ای فعال است که می‌تواند موج شوک را با سرعت ۲۱۰۰ متر بر ثانیه از خود عبور دهد. اجزاء این سیستم عبارتند از:
- چاشنی نمره ۸ فوری، چند میلی ثانیه یا ۱۰۰ میلی ثانیه برای قرار دادن در خرج

- لوله نانل که از جنس پلاستیک محکم ساخته شده است. قطر خارجی آن ۳ میلی متر و قطر داخلی‌اش ۲ میلی‌متر می‌باشد. وزن لوله ۵/۵ گرم در متر می‌باشد. داخل لوله اندودی از مواد منفجره به میزان ۰۲/۰ گرم در متر است. موج انفجار در داخل این لوله با سرعت تا ۲۱۰۰ متر بر ثانیه منتقل می‌شود.
- چاشنی آتش‌زنه نانل با قدرت انفجاری کم
- رابط پلاستیکی
- بر چسب مشخصات نانل
- گیره

اجزاء سیستم نانل



مزایای نانل

- در برابر فرکانس امواج رادیویی سالم می‌ماند.
- به ضربه، شوک و اصطکاک حساس نیست.

- آتش نمی‌گیرد. در مکان‌هایی که استفاده از چاشنی برقی مجاز نباشد، استفاده از نانل اشکالی ندارد.
- ضد آب است.
- در محیط تا حرارت 50°C+ قابل کاربرد است.
- در مقابل خراشیدگی مقاوم است.

سیستم هرکودت (چاشنی گازی)

- کمپانی هرکولس مبتکر نوعی آتشباری غیرالکتریکی است که انتقال تحریک به چاشنی‌ها از طریق انفجار گازها با انرژی کم صورت می‌گیرد. در عمل پس از اینکه محوطه آتشباری از افراد و لوازم خالی شد گاز مورد نظر به داخل لوله‌های ناقل رانده می‌شود و با فشار دادن دکمه‌های روی ماشین انفجار آتشباری انجام می‌گیرد.

مزایای سیستم هرکودت

- تحت تأثیر امواج رادیویی قرار نمی‌گیرد.
- صحت مدار قابل کنترل است.
- با هر نوع ماده منفجره‌ای قابلیت کاربرد دارد.
- سر و صدا ندارد.
- به ضربه، شوک و اصطکاک حساسیت ندارد.

نتایج حاصل از طراحی انفجار

خرد شدگی	Fragmentation
عقب زدگی	Back break
انفجار هوا	Air Blast
لرزش زمین	Ground vibration

پرتاب سنگ	Fly Rocks
چال منفجر نشده	Miss fire

روشهای دانه‌بندی سنگ خرد شده (روش سرند کردن و روش آنالیز تصویری)

- بیش از ۴۰ سال از ارایه مدل‌های پیش‌بینی خردایش، از جمله مدل کازـ رم (Kuz_Ram) می‌گذرد. اما نوع داده‌های ورودی مدل‌های پیش‌بینی خردایش، استفاده از این مدل‌ها را در عمل مشکل می‌سازد.
- از طرف دیگر با توجه به این که هر کدام از مدل‌های فوق در شرایطی خاص به دست آمده‌اند، لذا با تغییر شرایط از دقت آنها کاسته می‌شود. به همین دلیل روش‌های متعددی در جهت تعیین دانه‌بندی بررسی و ارایه گردیده‌اند.
- روش‌های مختلفی برای دانه‌بندی سنگ خرد شده وجود دارد. در طول ده سال گذشته تکنیک‌های آنالیز تصویری برای اندازه‌گیری ابعاد قطعات در مواد توده‌ای مختلف توسعه یافته و این روش‌ها سرعت و دقت انجام آنالیز دانه‌بندی را افزایش داده‌اند.

آنالیز تصویری دیجیتالی Digital processing of images

- با پیشرفت فناوری کامپیوتر دریچه‌ای به سمت آنالیز تصویری خردایش انفجاری باز شده است. امروزه با وجود سیستم‌های کامپیوتری جدید و پیشرفته و دوربین‌های ویدیویی، آنالیز تصویری دیجیتال روشی سریع و عملی برای اندازه‌گیری خردایش فراهم کرده که جایگزینی بسیار مناسب برای روش‌های کند و کم دقت مانند تخمین بصری، شمارش بولدرها و سرند کردن نمونه‌ها می‌باشد. به طور کلی در حال حاضر، روش آنالیز تصویری، تنها روش عملی ممکن برای اندازه‌گیری توزیع ابعادی خردایش حاصل از انفجار است.
- به این منظور، ابتدا تصاویری از سنگ خرد شدهٔ حاصل از انفجار تهیه شده و پس از دیجیتایز کردن توسط یکی از نرم‌افزارهای آنالیز تصویری (GoldSize)، تحلیل گردیده و بر اساس آن نمودارهای

دانه‌بندی به دست می آید. انجام دانه‌بندی در این روش نیاز به نمونه‌برداری از حجم زیاد ندارد و تنها با گرفتن تصاویری از خردایش می‌توان با دقت بیشتر و صرف وقت و هزینه کمتر، توزیع دانه‌بندی سنگ حاصل از انفجار را به دست آورد.

مزایای روش آنالیز تصویری

مزایای روش عکس‌برداری (نسبت به روش سرندی) از قرار زیر است:

- استفاده از آن آسان است.
- اندازه‌گیری‌ها سر زمین سریع بوده و می‌توان چندین عکس را در مدتی کوتاه تهیه و آنالیز نمود.
- آنالیز تصویری به علت سرعتی که دارد، تولید را مختل نمی‌کند.
- قیمت تجهیزات مربوطه مناسب است.
- عکس‌های تهیه شده، ثبت شده و سابقهٔ مناسبی از انفجار فراهم می‌آورد.
- از آنجاییکه روش آنالیز تصویری سریع و کم هزینه است، می‌توان نمونه‌های زیادی را تحلیل کرد و بنابراین خطای نمونه‌گیری کاهش می‌یابد.
- روش سرندی با افزایش ابعاد و در نتیجه حجم نمونه غیر عملی می‌گردد، اما این محدودیت در آنالیز تصویری وجود ندارد.
- آنالیز تصویری روشی غیر مخرب (NDT) بوده و بنابراین برای اندازه‌گیری سنگ‌ها و کانی‌های ضعیف از قبیل زغال و ژیپس، که در هنگام سرند کردن خرد می‌شوند، بسیار مناسب است.

معایب روش آنالیز تصویری

- تصاویر تنها اطلاعاتی از سطح توده را ثبت نموده و آن را تحلیل می‌کنند. چنانچه سطح توده معرفی از کل آن نباشد، نتایج تحلیل شده همراه با خطای زیادی خواهد بود.
- استخراج اطلاعات صحیح سه بعدی از تصاویر دو بعدی مشکل است. باید فرضیاتی از بعد سوم قطعات نیز در نظر گرفت.

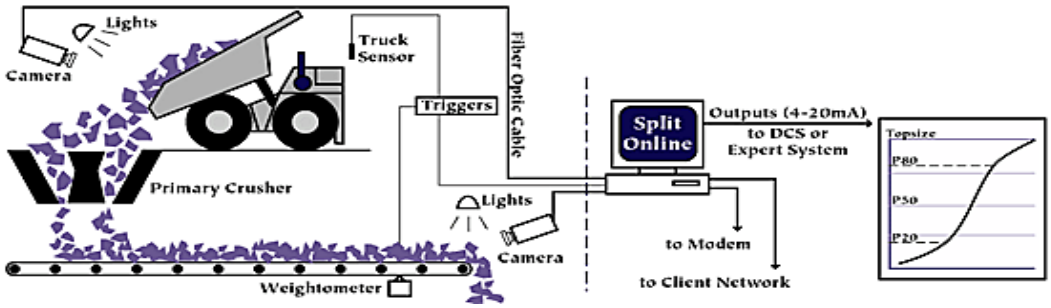
- در این روش لازم است محیط قطعات را در تصویر مشخص کرد. مشکلاتی از قبیل عدم روشنایی یکنواخت، وجود سایه، شلوغی تصویر و محدودهٔ بزرگ ابعاد قطعات، ترسیم محیط قطعات را با روش‌های استاندارد تشخیص محیط غیرممکن می‌سازد.
- لزوم استفاده از مقیاس‌های مختلف جهت بررسی کامل بخش‌های ریز و درشت توده، برای به دست آوردن منحنی توزیع ابعادی نهایی است. امروزه با پیشرفت نرم‌افزارهای آنالیز تصویری این خطاها تا حد زیادی قابل تصحیح می‌باشد.

نرم افزارهای آنالیز تصویری

- کاربرد نرم افزار آنالیز تصویری برای تعیین توزیع ابعادی، روش مرزیابی قطعات در تصویر است.
- یکی از معیارهای مهم در تقسیم‌بندی اینگونه نرم افزارها، نوع مرزیابی ذرات در تصویر می‌باشد. برخی از نرم‌افزارها همچون WipFrag, Split ,Fragscan این عمل را به صورت خودکار انجام می‌دهند. اما در بعضی دیگر از نرم‌افزارها همچون GoldSize، رسم محیط قطعات به طور دستی و با کمک موشواره انجام می‌شود. در بعضی از نرم‌افزارهای ابتدایی، لازم بود مرز قطعات ابتدا به صورت دستی روی کاغذ کالک رسم و سپس اسکن و دیجیتایز شود.
- از ویژگی‌های دیگر یک نرم افزار مناسب، قدرت تصحیح کیفیت تصویر، به ویژه از نظر شرایط نوری است. کیفیت عکس‌ها در نرم افزارهای آنالیز تصویری اهمیت ویژه‌ای دارد.
- روش محاسبهٔ توزیع ابعادی نیز بر دقت نتایج حاصل از آنالیز تأثیر می‌گذارد. معمولاً به دلیل قابل اطمینان بودن روش سرندی، توزیع ابعادی به گونه‌ای محاسبه می‌شود که مشابه توزیع ابعادی حاصل از سرند کردن قطعات باشد.
- در نرم افزارهای Fragscan , WipFrag , Split علاوه بر مرزیابی قطعات به طور اتوماتیک، کیفیت تصاویر نیز تا حدودی اصلاح می‌شود. همچنین امکان استفاده از این نرم‌افزارها به صورت On-Line

در معدن وجود دارد. به این ترتیب که همزمان با فیلم‌برداری از دهانهٔ سنگ‌شکن، بار کامیون، بار نوار نقاله و... ، تصاویر به کامپیوتر منتقل و به سرعت تحلیل می‌شوند.

آنالیز تصویری در خط تولید



مراحل تعیین توزیع ابعادی سنگ به کمک نرم‌افزارهای آنالیز تصویری

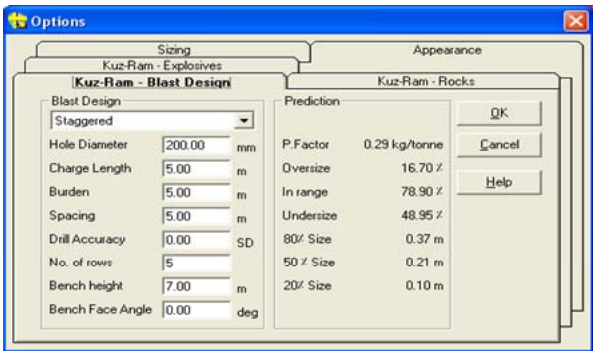
- گرفتن تصاویر دیجیتال، دستی یا به طور اتوماتیک
- تعبیر بهبود کیفیت تصاویر مثل تصحیح مشکلات نورپردازی
- تعیین محیط قطعات در هر عکس به کمک الگوریتم‌های پیچیده
- کاربرد الگوریتم‌های آماری برای تبدیل سطح به حجم
- تصحیح سه بعدی احجام از نظر شکل و همپوشانی و به دست آوردن هیستوگرام فراوانی حجم قطعات
- تصحیح هیستوگرام قطعات برای ذرات ریز
- آنالیز چندین عکس (با مقیاس‌های مختلف) به صورت همزمان برای دسترسی به یک توزیع میانگین
- خروج اطلاعات در صفحهٔ نمایش، دیسک سخت و سیستم کنترل شبکه

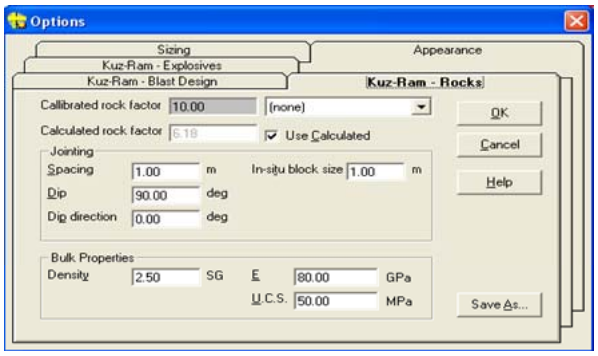
نرم افزار Goldsize

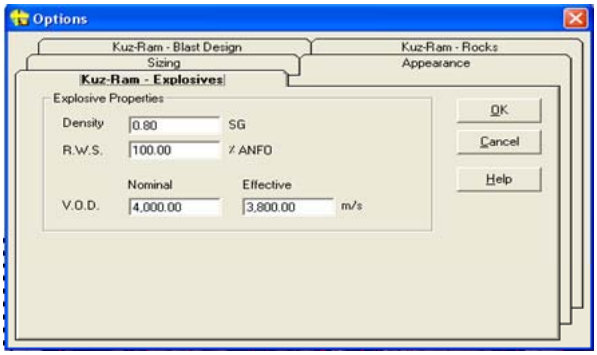
- در نرم‌افزار GoldSize مرز قطعات به طور دستی و با کمک موشواره مشخص می‌شود. هر چند این مرحله از کار زمان زیادی می‌برد، اما مرز قطعات با دقت بیشتری تعیین می‌شوند.
- این نرم‌افزار، قابلیت تغییر و بهبود کیفیت تصاویر تهیه شده را ندارد. با توجه به این که مرزیابی قطعات به طور دستی انجام می‌گیرد، وجود سایه یا کیفیت نامناسب عکس، تأثیر چندانی بر ترسیم محیط قطعات ندارد.
- در نرم افزار GoldSize، امکان پیش‌بینی خردایش بر اساس مدل کاز-رم وجود داشته و کاربر می‌تواند با وارد نمودن مشخصات مادهٔ منفجره، ویژگی‌های توده سنگ و طرح انفجار و همچنین خردایش حاصل از انفجار را پیش‌بینی و نتایج را با توزیع اندازه‌گیری شده مقایسه کند.

ترسیم محیط قطعات در نرم‌افزار Goldsize

پنجره مخصوص ورود اطلاعات مدل کاز – رم در نرم‌افزار Goldsize







- سیستم GoldSize توزیع ابعادی را بر اساس معادلهٔ رزین-راملر (Rosin-Rammler) انجام داده و پارامترهای این توزیع را محاسبه و نشان می‌دهد.
- همچنین می‌توان توزیع ابعادی را به طور ساده و فقط با شمارش قطعات واقع در یک محدودهٔ ابعادی به دست آورد.
- در این نرم‌افزار، خطای ناشی از عدم اندازه‌گیری دقیق ذرات ریز تا حدودی قابل تصحیح است.
- مزیت دیگر GoldSize، نمایش تعداد و مشخصات هندسی قطعات در تصویر می‌باشد. به علاوه می‌توان این صفحهٔ آماری را به نرم‌افزار Excel منتقل نموده و کارهای آماری بیشتری بر روی داده‌ها انجام داد.

مدل‌های پیش‌بینی خردایش

هیچ روش یا معادله‌ای وجود ندارد که پیش‌بینی خردایش را به طور دقیق به دست بدهد، اما در دهه‌های اخیر محققان مدل‌هایی را برای این منظور توسعه داده‌اند که شامل معادلات ساده تجربی تا شبیه‌سازی‌های جامع کامپوتری است. مدل‌های معروف در این زمینه عبارتند از:

- مدل Rosin Rammler
- مدل Kuznetsov
- مدل Kuz-Ram
- یکی از افرادی که برای Fragmentation مدل اولیه‌ای ارایه نمود شخصی به نام Kuznetsov بود. وی در سال ۱۹۷۳ مدلی ارایه کرد که بر روی ابعاد خردشدگی بحث می‌کرد. در همان عصر شخص دیگری بنام Rosin Rammler نیز مدلی تقریباً مشابه ارایه نمود که البته بر روی درصد ابعاد حاصله بحث می‌نمود و در نهایت مدلی ترکیبی از این دو نفر تشکیل داده شد که به نام مدل Kuz-Ram Model شناخته می‌شود و مدل معروفی است.
- مدل‌های دیگری هم توسط افراد دیگری ارائه شده‌اند ولی چون مدل Kuz-Ram بر روی نحوه توزیع و پیش‌بینی آن بحث می‌نماید ترجیح داده می‌شود.

تابع روزین راملر / Rosin-Rammler

یکی از روشهای ویژه توزیع ابعادی ذرات، استفاده از معادله روزین راملر است. این معادله برای بررسی دانه‌بندی قطعات سنگ پس از انفجارکاربرد دارد.

$$y = 1 - e^{-\ln 2\left(\frac{d}{d_{50}}\right)^n}$$

y: درصد تجمعی مواد عبورکرده از سرند با اندازه دهانه d

d: دهانه سرندی که ۲/۶۳ درصد مواد از آن عبور می کنند (بر حسب سانتی متر)

d_{50}: دهانه سرندی که ۵۰ درصد مواد از آن عبور می کنند (بر حسب سانتی متر)

n: ضریب یکنواختی

۱- خرج‌گذاری پیوسته / Continuous Charge

$$n=\left(2.2-14\frac{B}{D}\right).\left[\frac{1+\frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5}.\left(1-\frac{d_e}{B}\right).\left(\frac{h_e}{H}\right)$$

he= طول خرج (m) H= ارتفاع پله (m) S= فاصله دو چال در یک ردیف (m)

de= انحراف چال (m) B= بوردن (m) D= قطر چال (mm)

اگر انحراف چال نداشته باشیم به جای آن در فرمول صفر قرار می‌دهیم.

فرمول فوق برای آرایش مربعی مناسب می‌باشد ولی برای آرایش مثلثی باید ده درصد به n اضافه شود.

۲- خرج گذاری انتخابی / Selective Charge

$$n=\left(2.2-14\frac{B}{D}\right).\left[\frac{1+\frac{S}{B}}{2}\right]^{0.5}.\left((1-\frac{d_e}{B})\right)\left[\frac{BLC-CLC}{h_e}+0.1\right]^{0.1}\left(\frac{h_e}{H}\right)$$

BLC = طول خرج ته چال (bottom charge length) CLC = طول خرج میانی چال

- مقدار ثابت n نشان دهنده میزان پراکندگی مواد در محدوده دانه‌بندی است و هر قدر کوچکتر باشد، شیب منحنی کمتر و محدوده دانه‌بندی وسیعتر است. هر چه مقدار n بزرگتر شود، شیب منحنی بیشتر و محدوده دانه‌بندی کمتر خواهد شد.
- با استفاده تابع روزین راملر، می‌توان توزیع دانه‌بندی سنگ را در جبهه کارهای مختلف از طریق دو پارامتر n و d۸۰ مقایسه کرد. به این منظور پس از آن که مقادیر y و d۵۰ و d۲/۶۳ توسط نرم‌افزار به دست آمد، ضریب یکنواختی n محاسبه می‌شود.

مدل کوزنتسوف / Kuznetsov

- درسال ۱۹۷۳ کوزنتسوف معادله‌ای جهت پیش‌بینی ابعاد قطعات سنگ حاصل از انفجار بر مبنای استفاده از TNT به عنوان ماده منفجره مصرفی ارائه داد.

$\overline{X}$: متوسط ابعاد قطعات خرد شده (سانتی متر)

$$\overline{X} = Fr \times \left[\frac{VR_0}{Q}\right]^{0.8} \times Q^{\frac{1}{6}}$$

Fr : فاکتور سنگ؛ وابسته به ساخت توده سنگ

(سنگ خیلی نرم Fr=۳ ؛ سنگ نرم Fr=۷ ؛ سنگ سخت و دارای درزه و شکاف Fr=۱۰ و سنگ سخت و هموژن Fr=۱۳).

VR0: حجم سنگ شکسته شده برای هر چال بر حسب متر مکعب.

ارتفاع پله * فاصله چالها در یک ردیف * فاصله چالها تا سطح آزاد = VR0

Q : جرم TNT معادل خرج انفجاری در هر چال (بر حسب کیلوگرم).

مدل کاز – رم / Kuz-Ram

در سال ۱۹۸۳ کلاود کونینگهام فرمول کلی‌تری از معادله کوزنتسوف که مناسب مواد منفجره دیگر بود ارائه داد. اساس این مدل، معادله روزین راملر و معادله کوزنتسوف می‌باشد. معادله کوزنتسوف بر مبنای استفاده از TNT به عنوان ماده منفجره مصرفی بسط داده شده است. طبق رابطه زیر می‌توان معادله کوزنتسوف را برای دیگر مواد منفجره هم به کار برد:

$$Q_b \times E = Q \times 115 \qquad Q = \frac{Q_b \times E}{115}$$

بنابراین معادله کوزنتسوف به صورت زیر تبدیل می شود:

$$\overline{X} = Fr \times q^{-0.8} \times Q_b^{\frac{1}{6}} \times \left[\frac{115}{E}\right]^{\frac{19}{30}}$$

Qb : وزن ماده منفجره در هر چال (kg)

E : قدرت وزنی نسبی مواد منفجره که برای آنفو معادل ۱۰۰ و برای TNT معادل ۱۱۵ است.

q : خرج ویژه (kg/m۳)

بر طبق معادله روزین راملر، برای پیدا کردن مقدار متوسط ابعاد در معادله کوزنتسوف باید y = ۵/۰ قرار داده شود، بنابراین:

$$X_C = \frac{\overline{X}}{(0.693)^{\frac{1}{n}}}$$

X_C : اندازه سرندی که ۲/۶۳ درصد ذرات از آن عبور می‌کنند.

کونینگهام ضریب n را با توجه به رابطه زیر به دست آورد:

$$n=\left[2.2-14\frac{B}{D}\right]\times\left[\left(\left(1+\frac{S}{B}\right)\Big/2\right)^{0.5}\right]\times\left[1-\frac{E_p}{B}\right]\times\left[l_f-l_c\right|/l+0.1\Big]^{0.1}\times\frac{l}{H}$$

D : قطر چال (میلیمتر)

B : بردن (متر)

S : فاصله چال‌ها در یک ردیف (متر)

l : طول کل خرج (متر)

l_f: طول خرج تحتانی (متر)

l_c: طول خرج میانی (متر)

H : ارتفاع پله (متر)

E_p: انحراف واقعی چال

تمرین

فرض کنید که چال سیلندری شکل است و حجم سنگ‌های اطراف آن را از فرمول به دست می‌آوریم.

De=310mm

SQe=0.9

SQr=2.65

$\overline{X}$ = ?

SC= ?

$$v=\pi r^2h=\pi\times\left(\frac{310}{10\times2}\right)^2\times100\Rightarrow v=75476.76cm^3$$

$$m=p.v=0.9\,{}^{gr}\!/_{cm^3}\times75476.76cm^3\Rightarrow m=68000gr\Rightarrow m=68kg$$

یعنی به ازای هر متر طول چال باید ۶۸ کیلوگرم ماده منفجره به کار برده شود

طول خرج‌گذاری $Q_e=m.h_e$

میزان خرج داخل چال $Q_e=\pi.r^2.h.p.h_e$

ft ← $B=k_B.\frac{D}{12}$ ← in

(25-35)

Hard Rock ←25
Medium or Normal Rock←30
Soft Rock ←35

فرمول کنیا Konya

$$B=\left[\left(2\frac{SG_e}{SG_r}+1.5\right)\right].De\ (in)$$

$$B=\left[\left(2\frac{0.9}{2.65}+1.5\right)\right].310\div25.4$$

$$\Rightarrow B=27\ ft$$

$$\Rightarrow B = 8m \qquad 1\,ft = 0.3048m$$

$$S = (1.15-1.44)B$$

$$S/B = 1.3 \quad \Rightarrow S = 1.3\times 8 \Rightarrow S = 10.5m$$

H/B نسبتی است که مقدار آن در ۵/۲ به طرف جواب‌ها و نتایج انفجار خوب می‌رود و البته پسندیده‌تر است که با توجه به چگالی سنگ ۲۵/۲ انتخاب شود. اینچنین تفسیرهایی مربوط به نظر مهندس معدن می‌باشد که در تجربه با بالا و پائین کردن اعداد مشخص می‌شود. به طور مثال اینکه عدد ۲۵/۲ خوب است یا خیر را می‌توان با چند انفجار اولیه بررسی نمود که عدد بهینه است یا خیر و در عین حال شروع انفجار با این عدد هم بد نخواهد بود. $H/B = 2.25 \Rightarrow H = 10m$

0.7 با توجه به چگالی انتخاب گردیده است؛ زیرا وضعیت چگالی به طور تقریبی بیانگر توده سنگی با درزه‌داری کمتر می‌باشد. $T = 0.7B \qquad \Rightarrow T = 5.6\ m$

اضافه حفاری

$$j = 0.4B \Rightarrow j = 3.2$$

طول چال

$$h_e \approx 18-5.6 \Rightarrow h_e \approx 12.5$$

h_B=18-3⇒h_B =15m

v=S.B.h_B⇒v=10.5×8×15⇒v=1260m^3

$$Q_e = \pi.r^2.h.p.h_e \Rightarrow Q_e = 68\times 12.5 \Rightarrow Q_e = 850kg$$

$$Sc = \frac{850}{1260} = 0.68\ kg/m^3$$

حال می‌توان SC را از فرمول *Kuznetsov* هم به دست آورد:

$$\overline{X} = A[SC]^{-0.8} Qt^{1/6}.\left[\frac{115}{E_{ANFO}}\right]^{19/30}$$

$$\overline{X} = 10[0.68]^{-0.8} 850^{1/6}.\left[\frac{115}{100}\right]^{19/30} \qquad \Rightarrow \overline{X} = 45.77cm$$

یعنی میانگین اندازه خرده‌های انفجاری ۴۶ سانتیمتر می‌باشد و در واقع یعنی ۵۰ درصد سنگ‌های خرد شده از این سایز کوچکتر و ۵۰ درصد بزرگتر می‌باشند.

$$S_c = \left[A/\overline{X} . Qe^{1/6} . \left[\frac{115}{E_{ANFO}} \right]^{19/30} \right]^{1.25} = \left[10/46 . 850^{1/6} . \left[\frac{115}{100} \right]^{19/30} \right]^{1.25} \Rightarrow S_c = 0.67$$

همانطور که مشاهده می‌شود از راه فرمول هم تقریباً همان خرج ویژه‌ای که قبلاً محاسبه گردیده بود به دست می‌آید.

با فرض خرجگذاری پیوسته و de=0.4m

$$n = \left(2.2 - 14\frac{8}{310} \right) . \left[\frac{1+\frac{10.5}{8}}{2} \right]^{0.5} . \left((1-\frac{0.4}{8}) \right) \left(\frac{12.5}{18} \right) \Rightarrow n \approx 3$$

$$X_C = \frac{\overline{X}}{\left[\ln\left(1/R\right) \right]^{1/n}} \Rightarrow X_C = \frac{46}{\left[\ln\left(1/0.5\right) \right]^{1/3}} \Rightarrow X_C = 52cm$$

۵/۰ چون فرمول ترکیبی Kuz-Ram استفاده شده است.

یعنی ۲/۶۳ درصد از خرده‌های انفجاری از ۵۲ سانتیمتر کوچکتر می‌باشد.

$$R = e^{-(\frac{x}{x_c})^n}$$

نتایج حاصل از طراحی انفجار

خرد شدگی	Fragmentation
عقب زدگی	Back break
انفجار هوا	Air Blast
لرزش زمین	Ground vibration
پرتاب سنگ	Fly Rocks
چال منفجر نشده	Miss fire

عقب زدگی Back break

- عقب زدگی عبارت است از فاصله افقی بین لبه پله طراحی شده با لبه پله ایجاد شده.

- این پدیده نوعی شکستگی نامطلوب به حساب می‌آید و موجب ناپایداری دیواره نهایی معدن می‌شود.
- عوامل متعددی در انفجار معادن روباز موجب این پدیده می‌شوند که عبارتند از:
- انتخاب بوردن اضافی
- پله‌هایی که فوق‌العاده سفت و خشک هستند و نسبت ارتفاع پله به بوردن در آنها کمتر از ۲ باشد.
- زیادی طول پودر سنگ
- تأخیرهای نادرست (بسیار کوتاه) در بین ردیف چالها که همچنین باعث جناح‌زدگی نیز می‌شود.

انفجار هوا Air Blast

در هر آتشباری سطحی بخشی از کل انرژی انفجار به داخل اتمسفر فرار می‌کند. فشار مافوق موقت – Temporary overpressure - (فشار بالای فشار اتمسفر) ایجاد شده در اثر انفجار از سایت آتشباری شده به شکل موج گسیل می‌شود. این موج با سرعت صوت (۱۰۸۰ فوت بر ثانیه یا ۳۳۰ متر بر ثانیه) حرکت می‌نماید.

فشار آستانه شنود

حداقل فشاری است که برای شنیدن توسط یک گوش نرمال لازم است

و برابر $\left(2\times10^{-8}kpa\right)$ و یا $\left(3\times10^{-9}psi\right)$ می‌باشد.

اگر فشار موجی که در اتمسفر پخش می‌شود دارای فشار موجی بیش از این مقدار باشد، پدیده‌های زیر حاصل می‌شود:

- سر و صدا (noise)
- لرزش پنجره‌ها و سر و صدای درب‌ها

تخریب Structure damage	3 PSI	180 db
ساختمان ترک برمی‌دارد Crake	2 PSI	176 db
حد مجاز تولید صدا در معدن *	0.007 PSI	128 db
فشار مافوق Over Pressure	0.005 PSI	125 db
دریل نیوماتیکی Pneumatic drill	3×10^{-4} PSI	100 db
صحبت‌های معمولی	3×10^{-6} PSI	60 db
	2×10^{-8} kpa=3×10^{-9}PSI	0 db

* حد مجاز تولید صدا در معدن می‌باشد که توسط اداره معادن آمریکا ارائه شده است.

دسی بل decibel "dB"

واحد اندازه‌گیری صدا می‌باشد.

P ← Over Pressure

P_0 ← فشار آستانه شنود

$$dB = 20\log_{10}\left(\frac{P}{P_0}\right)$$

فشار مافوق نسبت به فشار آستانه شنود سنجیده می‌شود.

اگر $P_0 = P$ شود آنگاه dB هم صفر می‌شود و لذا خطری نخواهیم داشت.

$$dB = 20\log\left(\frac{P}{P_0}\right) \Rightarrow dB = 20\log P + 154$$

فشار مافوق

$$P = 3.3\left(\frac{D}{W^{1/3}}\right)^{-1.2}$$

D ← فاصله از مواد منفجره (m)

W ← وزن مواد منفجره به ازای هر پریود

مثال: اگر در مسأله حل شده قبلی ۱۰ چال و به فاصله ۲۰۰ متری در نظر بگیریم، آنگاه خواهیم داشت:

$$W = 10\times850 \Rightarrow W = 8500\ kg$$

$$P = 3.3\left(\frac{200}{850^{1/3}}\right)^{-1.2} \Rightarrow P = 0.21kpa$$

$$dB = 20\log(0.21) + 154 \Rightarrow dB = 140.58$$

این مقدار طبق جدول سطوح شنوایی غیر مجاز و صدمه‌آور است.

dB(A)، dB(B) و dB(C) نمادهایی هستند که اغلب برای ایجاد تمایز بین فیلترهای وزنی مختلف و تقریب پاسخ شنوایی گوش انسان به صدا بکار می‌روند. جهت کسب اطلاعات بیشتر به آدرس زیر مراجعه نمایید:

http://en.wikipedia.org/wiki/Decibel

موارد تولید Air Blast

الف: نفوذ گاز در اتمسفر می‌تواند Air Blast تولید نماید.

ب: خروج ناگهانی پودر سنگ (اگر کم بوده و خوب متراکم نشده باشد)

ج: جابه‌جایی سنگ‌های دهانه چال

د: Ground Vibration هم می‌تواند Air Blast تولید کند.

هـ: ترکیبی از موارد فوق

Factors which influence airblast (Rosenthal & Morlock, 1987)

Variables within control of mine operators	Variables not in control of mine operators
Charge weight per delay	General surface terrain
Delay interval	Type and depth of over burden
Burden & spacing	Wind and weather conditions
Stemming (amount)	
Stemming (type)	
Charge length and diameter	
Angle of borehole	
Direction of initiation	
Charge weight per blast	
Charge depth	
Bared or covered detonating cord	
Charge confinement	

نواحی احتمال وجود Air Blast

۱- اطراف سایت انفجار

که می‌توان با کنترل قطر چال، B، S، تأخیر و پوشش‌های رابط مناسب میزان Air Blast را کاهش داد.

۲- (4-20) مایلی سایت انفجار

الف: واژگونی هوا Atmospheric Inversion

با افزایش ارتفاع، هوا خنک‌تر می‌شود (به ازای هر ۳۰۰ متر ۳/۵درجه فارنهایت) که در این صورت امواج به صورت کمانی به سوی هوا می‌روند و سرعت امواج رو به کاهش می‌رود ولی با واژگونی هوا دما افزایش می‌یابد و امواج تا حدودی به صورت کمانی رفته و سپس به سمت پایین باز می‌گردد و لذا در یک نقطه دورتر Air Blast احساس می‌شود.

ب: باد Wind

اگر در هنگام باد انفجار صورت گیرد امواج ممکن است به شکل دیگری حرکت کنند و در نقطه‌ای دورتر از مکان و سایت انفجار ایجاد Air Blast نمایند.

تمهیدات لازم برای کاهش Air Blast

خرج داخل چال خوب متراکم شود.

طول پودر سنگ خوب انتخاب شود (حداقل 30D)

بوردن مناسب

فتیله‌ها و رابطین پوشش داشته باشند که با اینکار می‌توان تا 26dB، Air Blast را کاهش داد.

استفاده از تأخیرها (m.s)

جهت انفجار در راستای محل سکونت مردم نباشد.

بهنگام ورزش باد انفجار صورت نگیرد.

صبح زود و عصر نباید انفجار نمود.

نتایج حاصل از طراحی انفجار

✓ خرد شدگی	Fragmentation
• عقب زدگی	Back break
• انفجار هوا	Air Blast
• لرزش زمین	Ground vibration
• پرتاب سنگ	Fly Rocks
• چال منفجر نشده	Miss fire

لرزش زمین / Ground Vibration or Motion

منبع Ground Motion یا Ground Vibration امواج لرزه‌ای یا Seismic Waves می‌باشد.

Seismic در زبان یونانی از ریشه Seismo می‌باشد که به معنای Shake در زبان انگلیسی دیده می‌شود. امواج لرزه‌ای یا Seismic Waves می‌باشند.

امواج لرزه‌ای هم می‌توانند منشأ طبیعی داشته باشند مثل زمین‌لرزه یا زلزله و هم می‌توانند منشاء غیرطبیعی و یا ساخته بشر (Man Made) داشته باشند مثل انفجار در معادن

امواج اولیه یا طولی Compression Wave or Longitudinal Wave or

Primary Wave or Radial Wave or P-Wave

آن دسته از امواج که باعث تغییر حجم (چه انبساطی و چه انقباضی) می‌شوند را فشاری یا طولی می‌گویند. از آنجاییکه این امواج اولین دسته موجی هستند که به نقطه دریافت اصابت می‌نمایند، به آنها امواج اولیه Primary Wave هم اطلاق می‌شود.

امواج مربوط به تغییر شکل Shear Wave or S-Wave

به این دسته امواج که باعث تغییر شکل می‌شوند Transverse wave هم گفته می‌شود.

در موادی که خاصیت الاستیسیته دارند می‌توان P-Wave و S- Wave را از فرمول‌هایی به دست آورد.

الاستیسیته: خاصیتی از مواد است که به محض برداشته شدن تنش و یا فشار وارد بر آنها به شکل اول خود باز می‌گردند.

$$V_{ep} = \sqrt{\frac{E(1-\gamma)}{p_r(1-2\gamma).(1+\gamma)}}$$

$$V_{cs} = \sqrt{\frac{E}{2p_r(1+\gamma)}}$$

γ← ضریب پواسون

E ← مدول الاستیسیته

Vcp ← سرعت امواج p

pr ← دانسیته سنگ

Vcs ← سرعت امواج S

مدول الاستیسیته← مقاومتی از سنگ است که در مقابل انرژی یا تنش وارده از خودش نشان می‌دهد تا Deform نشود.

مقدار ضریب پواسون از صفر تا نیم متغیر است. برای سنگی که ضریب پواسون 0.25 داشته باشد:

$$V_{cp} = 1.7V_{cs}$$

موج هارمونیک

$$y = A\sin \omega t$$

$$T = {}^{1}\!/_{f} \Rightarrow f = {}^{1}\!/_{T}$$

y= displacement

A=max y

ω=2πf

f=frequency تعداد ارتعاش در واحد زمان Hertz (hz)

T زمانی است که برای یک ارتعاش کامل نیاز است.

سرعت انتشار موج $\rightarrow {}^{l}\!/_{T} = V$

امواج / waves

- حجمی Body Waves
  - P-Wave
  - S-Wave

- سطحی Surface Waves

- R-Wave
- Q-Wave

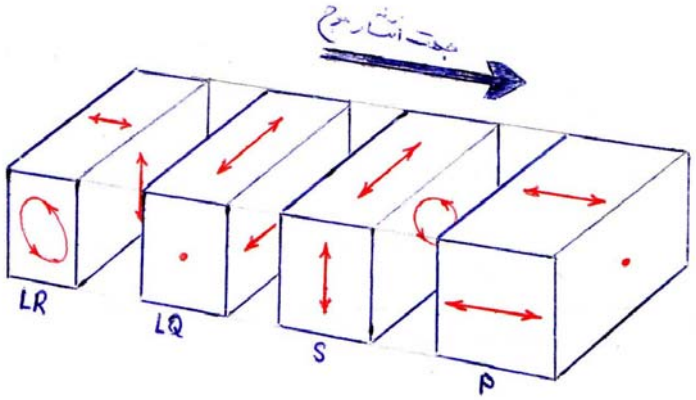
} امواج سطحی (ریلی و لاو) که در کارهای انفجاری مطرح هستند.

P-Wave در این امواج حرکت ذره در جهت انتشار امواج می‌باشد.

S-Wave حرکت ذره در جهت عمود بر حرکت موج می‌باشد.

S-Wave سرعت کمتری نسبت به P-Wave دارد.

نمایش حرکت ذرات نسبت به جهت انتشار امواج مختلف



پارامترهای لرزش / Vibration Parameter

Displacement (جابجایی) ذرات سنگ را بیان می‌کند (در موقع عبور موج از سنگ ذرات آن را از حالت سکون به حرکت در می‌آورد)

سرعت ذرات Particle Velocity

سرعت ذرات متداول‌ترین معیار برای تعیین ایمن بودن یک انفجار است.

شتاب ذرات Acceleration

شتاب ذرات مضربی از g می‌باشد.

Seismograph برای ثبت امواج لرزه‌ای به کار می‌رود و عمدتاً سرعت ذرات را اندازه می‌گیرد.

لرزه‌نگارهای موجود برای ثبت این امواج دارای سه مؤلفه عمودی، طولی و عرضی هستند که عرضی عمود بر امواج طولی است.

عوامل مؤثر بر لرزش

فاصله D

مصرف ماده منفجره به ازای هر پریود یا اصابت Trans wave

$$V = H\left(\frac{D}{w^a}\right)^b$$

D ← مسافت b ← ضریب زاویه خط

a ← ضریب نمایی w ← خرج هر پریود

H ← سرعت اولیه V ← سرعت ذرات

$$V = 100\left(\frac{D}{w^{0.5}}\right)^{-1.6} = 100\frac{w^{0.8}}{d^{1.6}}$$

برای معادن فلزی

فرمول کنیا (Konya-Formula)

$$Vp = 160\left(\frac{D}{w^{0.5}}\right)^{-1.6}$$

تقریباً تمامی معیارهایی که موجود است طبق ضوابط سازمان تحقیقات مسکن است.

سازمان تحقیقات مسکن

$V_p < 2IPS$ مشکلی ایجاد نمی‌شود

$V_p > 2IPS$ نباید مجوز انفجار داده شود

سوئد (Langefors)

$< 2.8IPS \rightarrow No\ damage$

$2.8 - 4.3IPS \rightarrow Find\ crack$

$4.3 - 6.3IPS \rightarrow cracking$

$6.3 - 9.3IPS \rightarrow Serious\ cracking$

کانادا

$< 2IPS \rightarrow Safe\ Zone$

$4 - 5IPS \rightarrow Damage$

امریکا

$< 2IPS \rightarrow Safe\ Zone$

$> 2IPS \rightarrow Damage$

Damage ← پیدا شدن ترک در دیوارهای گچی

بعضی‌ها شتاب ثقل (Acceleration Index) را مبنا قرار داده‌اند.

- Less than 0.1 g → Safe Zone
- g → Caution
- >1 g → Damage

بعضی‌ها نسبت انرژی را مبنا قرار داده‌اند.

$$Energy\ \ Ratio = \left(a/f \right)^2$$

$$\left(ft/s^2 \right) \qquad f = H.t$$

$$ER < 3 \rightarrow Safe\ \ Zone$$
$$3 < ER < 6 \rightarrow Caution$$
$$ER > 6 \rightarrow Damage$$

تمرین

اگر ۸ چال انفجاری با قطر½ 10 اینچ قرار باشد با آنفو با چگالی ۹/۰ منفجر شود آیا در فاصله ۳۰۰ متری محل انفجار که Parking lot (پارک ماشین‌آلات) معدن قرار دارد خسارت وارد می‌شود یا خیر؟ اگر مثبت است راه‌حل پیشنهادی را ذکر نمایید.

$H = 5D_h$ ← قطر چال (in)
عمق چال (ft)

$H = 60D_h$ ← قطر چال (in)
عمق چال (m)

$$H = 5 \times 10\frac{1}{2} = 52.5\ ft = 16m$$

$$B = k_B \frac{D_h}{12} \Rightarrow B = 27.5\frac{10.5}{12} = 24\ ft = 7m$$

$$T = 0.7B = 0.7 \times 7 \rightarrow T = 5m$$

$$he = H - T = 16 - 5 = 11m$$

$$S = 1.4B = 1.4 \times 7 - 9.8m \approx 10m$$

$$j = 0.4B = 0.4 \times 7 = 2.8 \approx 3m$$

$$H - j = h_B = 16 - 3 = 13m$$

$V = \pi r^2 h = (5.25 \times 2.54)^2 \times 100\pi = 558.65 cm^3$

حجم ماده منفجره به ازای یک متر از عمق چال

حالت اول ← انفجار همزمان چال‌ها

$V_p = 100\frac{w^{0.8}}{d^{1.6}} = 100\frac{97338^{0.8}}{(984)^{1.6}} \Rightarrow V_p = 15.916 IPS \qquad 300\,m \times 3.28 = 984\,(ft)$

خسارت زیادی وارد خواهد شد و احتمالاً با خاک یکسان می‌شود

حالت دوم ← چال با تأخیر و در ۱۰ پریود منفجر شوند

$V_p = 100\frac{9733.8^{0.8}}{984^{1.6}} = 2.5 IPS$

باز هم ممکن است خساراتی پدید آورد.

پس پیشنهاد می‌شود که ۸۰ چال را در ۱۶ پریود پریود منفجر نماییم

$V_p = 100\frac{6088.5^{0.8}}{61513} = 1.73 IPS$

و لذا مجاز خواهد بود.

فاصله مقیاس دار Sd= Scaled distance

$w = \left(\frac{D}{Sd}\right)^2 \qquad Sd = \frac{D}{w^{0.5}}$

D فاصله محل انفجار تا محل دریافت است

$Sd < 25 \rightarrow$ خطرناک

$Sd(25-50) \rightarrow$ احتیاط

$Sd > 50 \rightarrow$ ایمن

✓ Sd بین ۵۰ تا ۶۵ مناسب است.

✓ می‌توان با این فرمول تعداد ماده منفجره مصرفی مجاز در هر پریود را بدست آورد. $w = \left(\frac{D}{50}\right)^2$

تمرین:

چنانچه در فاصله ۴۰۰ متری محل انفجار ساختمان وجود داشته باشد و حفاظت آن مهم باشد بر اساس Sd حداکثر ماده منفجره مجاز چه مقدار است.

$$w=\left(\frac{400\times 3.28}{55}\right)^2$$

$Sd\left(ft/Lb\right)$	$Vp\left(in/s\right)$	$D(ft)$
50	1.25	<300
55	1	300-500
65	0.75	>5001

Factor influenced on ground vibration

A	**Available within the control mine operator**	**Significance**	**Mederate Significance**	**Insignificance**
1	Charge weight per delay			
2	Delay internal			
3	B & S			
4	Length of Stemming			
5	Type of Stemming			
6	Charge Diameter			
7	Blast hole inclination			
8	Charge depth			
9	Charge confinement			
B	**Parameter not within the control of mine operator**	**Significance**	**Medelate Significance**	**Lu Significance**
1	Wind & شرایط اقیلمی			
2	Type & Depth over Burden			
3	شرایط عمومی سطح			

نتایج حاصل از طراحی انفجار

خرد شدگی	Fragmentation
عقب زدگی	Back break
انفجار هوا	Air Blast
لرزش زمین	Ground vibration
پرتاب سنگ	Fly Rocks
چال منفجر نشده	Miss fire

پرتاب سنگ به هوا Fly Rock

Fly Rock پرتاب سنگ‌های منفجر شده و پخش آن به محیط اطراف می‌باشد.

Fly rock از دو سمت صورت می‌گیرد:

۱- بالا و از دهانه چال

۲- پهلو و از سطح آزاد

شرایط مؤثر بر Fly Rock

۱- ماده منفجره و کمیت آن / Explosive and Quality

زیادی ماده منفجره بیش از حد مورد نیاز می‌تواند یکی از دلایل ایجاد Fly Rock به شمار آید.

یکی دو مورد بیشتر وجود ندارد که در آنها بجز Dp و Gp انرژی دیگری هم وجود داشته باشد و لذا به صورت کلی همین دو انرژی مد نظر می‌باشند و مواد منفجره‌ای که گاز بیشتری تولید می‌نمایند بیشتر از مواردی که Dp بالایی دارند شانس تولید Fly Rock را خواهند داشت.

نسبت گاز و ماده منفجره در آنفو ۲۰ به ۱ می‌باشد.

۲- زمین‌شناسی / Geology

سنگ‌های به شدت تکتونیزه (درزه‌دار، شکاف‌دار، گسل‌زده، دارای سطوح لایه‌بندی و یا وجود زون سخت بین زون ضعیف) شانس بیشتری در تولید Fly Rock خواهند داشت.

۳ - گل‌گذاری کم

در واقع چال‌هایی دارای گل‌گذاری یا Stemming (T) کم می‌باشند که دارای طول زیاد ماده منفجره باشند.

۴ - بوردن کم

وجود بوردن کم و به خصوص بوردن نابرابر آنهم در ردیف اول چال‌ها می‌تواند شانس تولید Fly Rock را بالا ببرد.

مدل سوئدی /Swedish Model

مدل سوئدی در سال‌های ۷۳، ۷۹ و ۸۱ توسط Lundberg پیشنهاد شد. در واقع وی پی برد که بین خرج ویژه و طول پرتاب سنگ‌های منفجر شده رابطه‌ای وجود دارد.

یعنی اگر خرج ویژه کمتر از ۰/۲کیلوگرم بر مترمکعب باشد Fly Rock نداریم و بعد از آن رابطه زیر برقرار است:

$$L = 143d(SC - 0.2)$$

L ← طولی است که خرده‌ها می‌توانند پرتاب شوند (m) SC ← خرج ویژه است (kg/m3)

d ← قطر چال انفجاری است (in) D ← قطر قطعات سنگی که منفجر می‌شود (m)

$$D = 0.11d^{2/3}$$

برای سنگ‌هایی که چگالی آنها بیشتر از ۲/۶ می‌باشد مثل گرانیت رابطه زیر برقرار است.

$$L = 260d^{2/3}$$

هر چه چال انفجاری قطر کمتری داشته باشد طول پرتاب سنگ هم کمتر است و بالعکس

در استاندارد اروپایی طول مسیر Fly Rock نصف طول محلی است که مورد توجه قرار می‌گیرد، یعنی اگر در ۲۰۰ متری محل انفجار ساختمان یا هرگونه تأسیساتی وجود داشته باشد، Fly Rock نباید از صد متر فراتر رود.

$$V_i = \frac{10d \times 2600}{D.p_r}$$

d ← قطر چال انفجاری (in)

D ← اندازه خردشدگی

pr ← دانسیته سنگ kg/m^3

Vi ← سرعت اولیه Fly Rock

دو سیستم آتشباری متداول

۱) کرتکس:

یک نوع فتیله انفجاری و دارای سرعت سوختنی معادل ۶۵۰۰ تا ۷۰۰۰ متر بر ثانیه است. اتصال چال‌ها و همچنین اتصال ردیفی چال‌ها توسط این فتیله انجام می‌گیرد. در استفاده از این فتیله برای انفجار صحیح‌تر، استفاده از رله‌های تأخیری لازم است.

۲) نانل:

نوعی دیگر از فتیله انفجاری است که با سرعت ۲۱۰۰ متر بر ثانیه می‌سوزد. تفاوتی که این فتیله انفجاری با کرتکس دارد، آن است که در داخل خود نانل، رله تأخیری تعبیه شده است و در نتیجه نیازی به استفاده از رله‌های مختلف در بین ردیف‌ها نمی‌باشد. مزیت استفاده از نانل این است که می‌توان هر چال را با تأخیری متفاوت از چال‌های دیگر و با ضریب ایمنی بالاتر منفجر نمود. در صورتیکه تأثیر رله‌ها در کرتکس بر روی ردیف‌ها اعمال می‌گردد. نانل‌ها با شماره‌های صفر تا ۱۰۰ طبقه‌بندی می‌شود و حداکثر تأخیر ۲۵۰ میلی ثانیه است.

سیستم نانل (۱)

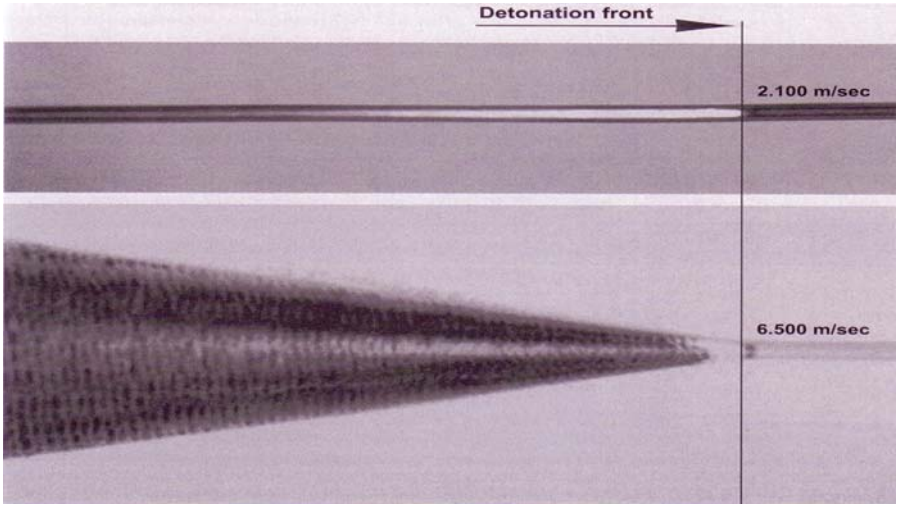
- سیستم نانل در سال ۱۹۷۳ توسط شرکت Dyno Nobel (Nitro Nobel) به بازار عرضه شد.
- سیستم آتشزنه خاص آن جایگزین سیستم آتشزنه الکتریکی شد که ایمنی بالاتری در شرایطی مانند نزدیکی به خطوط انتقال نیرو، توفان، باد و باران به همراه رعد و برق، رگبار و ... دارند.

- سیستم نانل به گونه‌ای است که موج انفجار از داخل یک تیوپ (لوله) آغشته به ماده‌ای فعال به قطر خارجی ۳ میلیمتر و با سرعت ۲۱۰۰ متر بر ثانیه منتقل می‌شود، بدون آنکه عبور این موج ضربه‌ای کوچکترین اثری در بیرون این تیوپ داشته باشد. به همین دلیل این روش از ایمنی بسیار بالایی برخوردار است.
- سیستم نانل یک سیستم آتشباری غیر الکتریکی است و نسبت به جرقه، ضربه، شوک و اصطکاک حساس نیست و در مکان‌هایی که استفاده از چاشنی برقی امکانپذیر نبوده یا مجاز نمی‌باشد، قابل استفاده است.

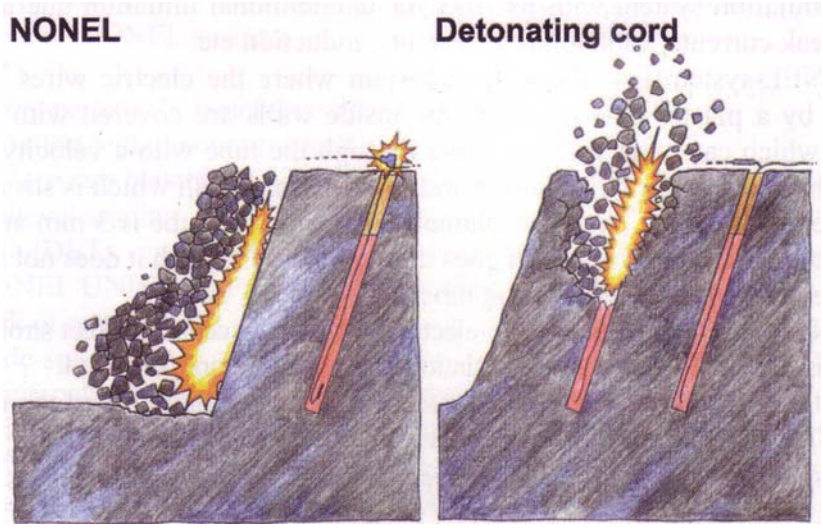
سیستم نانل (۳)

- هرگاه استفاده از چاشنی‌های الکتریکی استاندارد و متصل شده از طریق کابل‌کشی با خطرات ناشی از اتصال کوتاه در زمین‌های خیس یا آسیب‌پذیر ضرورت داشته باشد، می‌توان ترجیحاً از روش‌های غیر الکتریکی استفاده کرد.
- در موردی که خطرات خاصی از ناحیه جریان‌های الکتریکی سرگردان یا بارهای ایستا وجود داشته باشد نیز می‌توان از این روش‌ها بهره گرفت.
- در سیستم نانل، فعل و انفعال در داخل لوله نانل انجام می‌شود، در حالیکه در سایر سیستم‌های غیر الکتریکی مانند فتیله انفجاری، انفجار با سرعتی حدود ۶۵۰۰ m/s بوده و موج انفجاری با فشار بسیار بالایی ایجاد می‌کند.

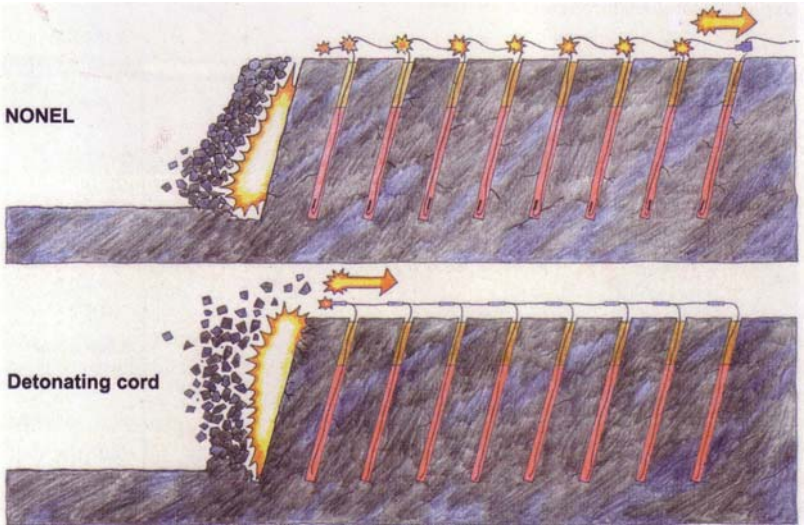
موج انفجار ناشی از آتشباری با نانل در مقایسه فتیله انفجاری



- موج ضربه در داخل لوله نانل بوده در حالیکه فتیله انفجاری منفجر می شود.
- هنگام استفاده از سیستم نانل، ماده منفجره داخل چال از کف چال به طور خیلی موثری منفجر می‌شود. این در حالی است که فتیله انفجاری ماده منفجره را از بالای چال منفجر می‌کند و ممکن است فشار وارده سبب از بین رفتن ماده منفجره غیر حساس (ماده منفجره اصلی چال) مانند آنفو و امولیت شود.



- انفجار از بالا توسط فتیله انفجاری اغلب سبب پرتاب سنگ می‌شود. به گونه‌ای که وقتی موج انفجار از منطقه گل‌گذاری شده عبور می‌کند، سبب از بین رفتن آن و پرتاب سنگ می‌شود.



- هنگام آتشباری با نانل، حرکت پیشانی کاملاً به سمت جلوی انفجار ماده منفجره در چال است.

سیستم نانل (۳)

- همانگونه که پیشتر هم ذکر شد این سیستم یک روش آتشباری غیر الکتریکی است که به وسیله شرکت نیترونوبل سوئد در سال ۱۹۷۳ به بازار عرضه شده و مجموعه‌ای از اجزای مختلف یک سیستم است تا به کمک آن بتوان آتشکاری بی‌خطر و مطمئن انجام داد.

از اجزای مختلف نانل می‌توان به موارد زیر اشاره کرد:

۱. لوله نانل که از جنس پلاستیک محکم ساخته شده است

۲. چاشنی

۳. چاشنی آتش‌زنه نانل

۴. رابط پلاستیکی

۵. گیره

مزایای نانل (۱)

نانل برای انواع کارهای آتشکاری مناسب است مزایای زیر را می‌توان برای آن بر شمرد:

- در برابر جریان سرگردان الکتریکی و خطرات فرکانسهای امواج رادیویی سالم می‌ماند.

- به ضربه، حرارت، شوک و اصطکاک حساس نیست. افتادن یک وزنه ۱۰ کیلوگرمی از ارتفاع ۳۰ متری نانل را منفجر نمی‌کند.
- آتش نمی‌گیرد.
- باعث انفجار هیچگونه مواد منفجره تجاری از جمله دینامیت‌های حساس نیتروگلیسیرین نخواهند شد.
- زمانبندی آنها دقیق و با زمانبندی به دست آمده در آتشباری الکتریکی برابر است.
- بی‌صدا هستند.

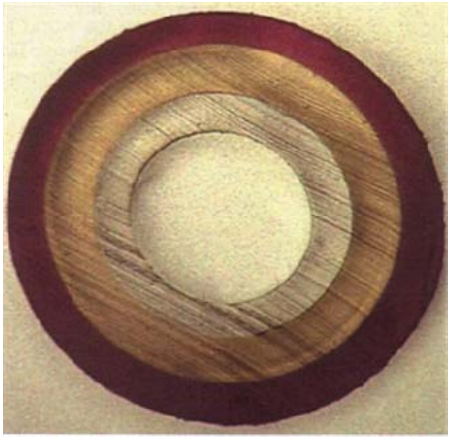
مزایای نانل (۲)

- هیچگونه "تاثیرات جنبی" یا " انفجار جنبی" بر ماده منفجره موجود در چال ندارند.
- در زیر فشارهای زیاد هیدرولیکی، ضد نفوذ آب هستند.
- هر جا که استفاده از چاشنی برقی مجاز نباشد کاربرد نانل اشکالی ندارد این محلها عبارت‌اند از: نزدیکی خطوط انتقال نیرو، رعد و برق ، نزدیک موتور برق و ...
- در محیط با حرارت ۵۰ + درجه سانتی‌گراد قابل کاربرد است.
- در هوای سرد، نرم و غیر شکننده هستند.

لوله (تیوب) – ۱

- لوله نانل یک چاشنی اطمینان با انرژی پایین است که در سال ۱۹۷۳ توسط شرکت Dyno Nobel به بازار عرضه شد.
- قطر خارجی لوله ۳ میلیمتر بوده که با موادی فعال پوشیده شده است.
- وقتیکه لوله در معرض یک ضربه انفجار ناشی از یک پرایمر یا یک جرقه انفجاری بالا حاصل از ماشین آتشزنه قرار می‌گیرد، موج ضربه‌ای با سرعتی معادل ۲۱۰۰ متر بر ثانیه به داخل لوله

فرستاده می‌شود. این موج به اندازه‌ای قوی است که چاشنی را منفجر می‌کند، اما نه آنقدر قوی که لوله را از بین ببرد و روی رشته ماده منفجره‌ای که از آن عبور می‌کند، اثر گذارد.



سطح مقطع لوله (تیوب) - سه لایه

لوله (تیوب) – ۲

لوله از سه لایه تشکیل شده که هر یک ویژگی‌های خاصی دارند:

- داخلی‌ترین لایه، چسبندگی خوبی دارد که باعث بهم چسبیدن مواد فعال داخل لوله می‌شود.
- لایه میانی مقاومت کششی و شعاعی خوبی به لوله می‌دهد که برای محافظت لوله در مقابل انفجار توسط تنشی که هنگام عبور موج ضربه‌ای از داخل لوله حاصل می‌شود، ضروری است.
- لایه خارجی، مقاومت بالایی در مقابل سایش داشته و همچنین رنگ لوله نیز روی این لایه می‌باشد. این لایه همچنین مقاوم در مقابل اشعه ماوراءبنفش (UV-protected) بوده و تحمل بالایی هنگام در معرض قرار گرفتن نور آفتاب دارد.

لوله (تیوب) – ۳

لوله نانل توسط رنگ لوله کدگذاری شده است و سه رنگ استاندارد دارد:

- قرمز برای انفجار در معادن روباز
- زرد برای انفجار در تونل ها
- صورتی برای انفجار در سازه های سطحی، راه های ارتباطی، انشعابی و ...

همچنین لوله نانل ممکن است بسته به نیاز در رنگ های دیگر هم برای کاربری های خاص تولید شود.

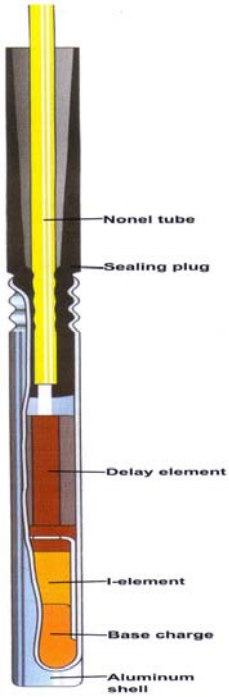
Dyno Nobel ، یک لوله ضربه ای جدید به نام Nonel W تولید کرده که بخشی از آن شفاف می باشد. در این حالت آتشبار قادر خواهد بود که به وضوح لوله آتش نشده را از یک لوله آتش شده تمیز دهد.

چاشنی (۱)

- Dyno Nobel در سال ۱۹۹۲ یک محصول جدید برای چاشنی‌ها به نام NPED (Non Primary Explosive Detonator) به بازار عرضه کرد که هیچ ماده منفجرهٔ اولیه‌ای داخل آن نبود.
- مواد منفجره اولیه، بزرگترین مشکل در ساخت و کاربرد چاشنی‌ها به حساب می‌آید و به واسطه حساسیت آنها به اصطکاک، گرما و ضربه حوادث بسیاری رخ داده است.

چاشنی نانل:

- غلاف آلومنیومی
- خرج پایه – RDX
- خرج مقدم (I-element) – مواد منفجره ثانویه PETN
- عامل تأخیری
- درپوش آب‌بندی لاستیکی
- لوله نانل



چاشنی (۲)

- مواد منفجره اولیه در چاشنی NPED با یک المان آغازگر (I-Element) که شامل یک ماده منفجره ثانویه (PETN) است، جایگزین شده است.
- در این المان آغازگر، آتش از یک المان تأخیری که از یک جرقه به چاشنی منتقل شده است در یک مدت زمان بسیار کوتاهی منتشر می‌شود.

- پوسته چاشنی از جنس آلومنیوم بوده که خرج پایه، خرج مقدم و عامل تأخیری را در بر می‌گیرد.
- وزن کل خرج ماده منفجره چاشنی بطور تقریبی ۱ گرم می‌باشد.
- در بالای خرج مقدم یک عامل تأخیری قرار گرفته که انفجار را برای مدت زمان کوتاهی پس از آغاز جرقه از لوله نانل به تأخیر می‌اندازد. زمان‌های تأخیر بین ۲۵ms (۰/۰۲۵ sec) و ۶۰۰۰ ms (6 sec) می‌باشد.

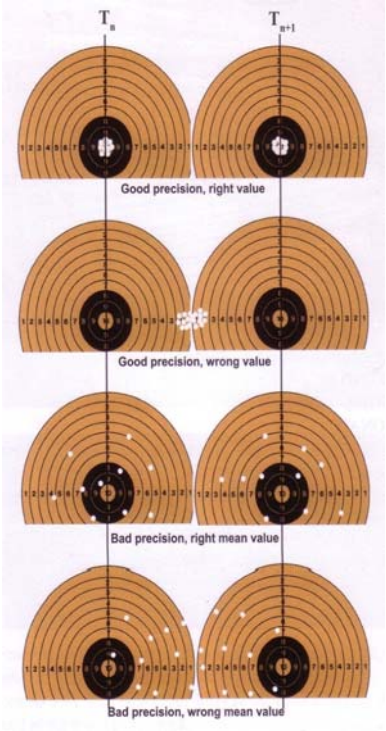
چاشنی (۳)

- چاشنی توسط یک گیره لاستیکی محکم شده است که این خود چاشنی را ضد آب می‌کند.
- زمان تأخیر در یک چاشنی نانل برابر مجموع تأخیرها در المان تأخیری و خرج مقدم به علاوه تأخیر در لوله نانل که حدود ۰/۵میلی ثانیه به ازای هر متر لوله است، می‌باشد.
- سرعت موج در لوله برابر ۲۱۰۰ متر بر ثانیه است.
- زمان تأخیر اسمی برای آتشباری چاشنی چال‌ها ۶ متر لوله و برای رابط‌های سر چالی ۴/۸متر لوله در نظر گرفته شده است.
- تحقیقات زیادی در ۵۰ سال اخیر روی دقیق‌تر کردن زمان تأخیر چاشنی‌ها انجام شده است. اگر چه تفاوت‌های اجتناب ناپذیری در زمان‌بندی واقعی بین تأخیرهای مختلف با زمان‌بندی اسمی محاسباتی تأخیرات آنها وجود دارد. این اختلاف کم به مواد خام، دانسیته ترکیب آتشزنه (pyrotechnical)، دمای هوا و همچنین عمر چاشنی بستگی دارد.

چاشنی (۴)

- بر اساس استاندارد سوئدی (SS 499 07 07)، خطا در یک چاشنی تأخیری نباید آنقدر زیاد باشد که در آتشباری همپوشانی ایجاد کند؛ به این معنی که یک چاشنی با شماره تأخیر پایین باید همیشه قبل از یک چاشنی با شماره تأخیر بالاتر منفجر شود.

- Dyno Nobel در طراحی‌های خود به منظور کاهش ریسک همپوشانی چاشنی‌ها، دامنه تأخیرات را مد نظر داشته است. این مسأله نشان می‌دهد که چرا میزان دقت در سه سیستم نانل متفاوت است. Nonel UNIDET بهترین است. Nonel LP دارای بیشترین خطا و Nonel MS حد میانه است.



چاشنی (۵)

بر روی پوسته چاشنی موارد زیر نوشته شده است:

- Explosive
- Danger← بعد از Danger حرف G به معنی اینکه چاشنی در Gyttorp ساخته شده، آمده است.
- Detonator← بعد از Detonator مدت زمان تأخیر آن نیز ذکر شده است، مثلاً ۵۰۰ ms

گیره ارتباط دهنده The connector block

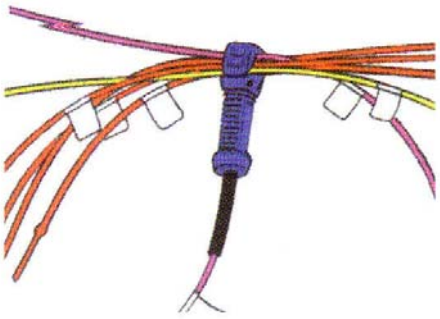
- سیستم نانل شامل ۸ نوع ارتباط دهنده مختلف است که در سیستم نانل با εclip معرفی شده‌اند. آنها برای ارتباط دادن سری‌های Nonel MS و Nonel UNIDET مورد استفاده قرار می‌گیرند.
- هر مدار آتشباری می‌تواند حداکثر ۸ لوله داشته باشد و طراحی مدار به گونه‌ای است که لوله‌ها می‌تواند از هر دو طرف آتش شود.
- عمکلرد گیره‌های ارتباطی به گونه‌ای است که موج انفجار در داخل لوله نانل را در محل گره‌های ارتباطی تقویت می‌کند.

توجه:

- گیره‌های ارتباطی εclip صرفاً برای انتقال موج ضربه روی سطح سنگ طراحی شده‌اند و نباید در داخل چال‌های انفجاری جهت آتش زدن فتیله انفجاری مورد استفاده قرار گیرد.

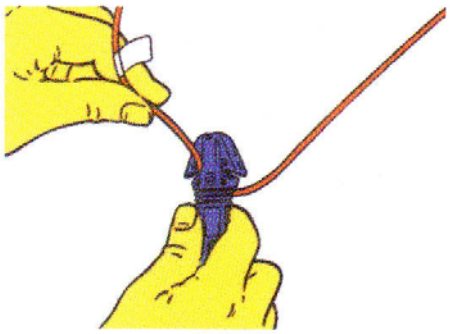
اتصالات نانل Connection of Nonel

- گیره‌های نانل (εclip) طوری طراحی شده‌اند که تا ۸ لوله نانل را می‌تواند بهم متصل نماید.
- به واسطه این طراحی، انفجار لوله‌ها در هر دو جهت انجام می‌شود. عملکرد εclip وقتی که با سایر سیستم‌های انفجاری مورد استفاده قرار گیرند به هیچ عنوان تضمین نمی‌شود. گیره‌های εclip نباید با فتیله انفجاری مورد استفاده قرار گیرد.



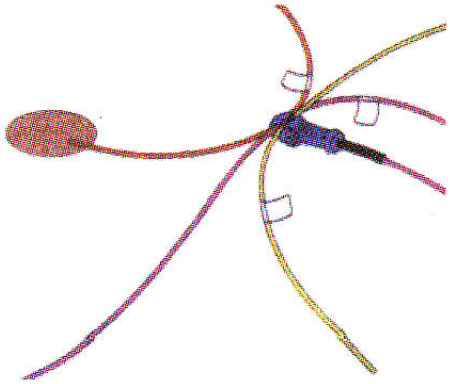
نحوه اتصالات Connecting Procedure

- اتصال دادن یک رشته با گیره با سادگی امکان پذیر است. مدار ارتباطی به لوله چاشنی چال انفجاری قلاب می‌شود. سپس بقیه لوله به داخل بلوک با انگشت شست هل داده می‌شود. اگر ۸ لوله را بخواهیم به یک بلوک متصل کنیم باید یکی یکی داخل بلوک قرار داده شوند.



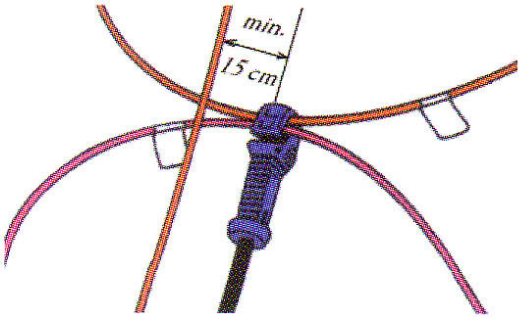
بهم بستن اتصالات Carrying out the connection

- اتصال باید تا حد امکان در نزدیکی چال‌های انفجاری انجام شود. لوله‌های نانل رو به بالا بهم متصل می‌شوند تا راحت‌تر قابل رؤیت باشد. البته نه خیلی محکم...



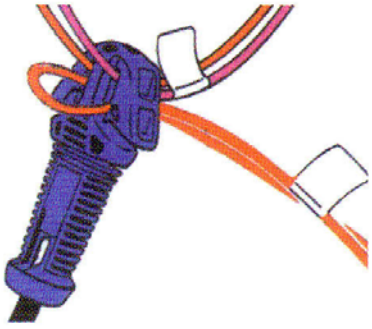
انشعاب Splinter

- چاشنی کوچک داخل گیره εclip حداقل فاصله‌ای از هر انشعاب را مطلبد تا به لوله نانل مجاور آسیبی نرساند. فاصله امن یک انشعاب از لوله‌های مجاور تا بلوک اتصال باید حداقل ۱۵ سانتی‌متر باشد.



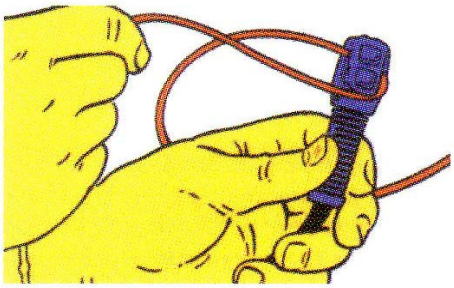
بستن لوله Locking the tube

- لوله‌های نانل باید داخل برچسب مشخصه به هم متصل شوند ولی باید حداقل ۶۰ سانتیمتر از چاشنی و بلوک اتصال فاصله داشته باشند.
- اگر احتمال این وجود داشته باشد که لوله نانل متصل شده از داخل بلوک بیرون کشیده شود، باید بوسیله لوله ارتباطی در سر دیگر بلوک یا بوسیله ایجاد گره روی لوله بسته شود.



اتصال مجدد Reconnection

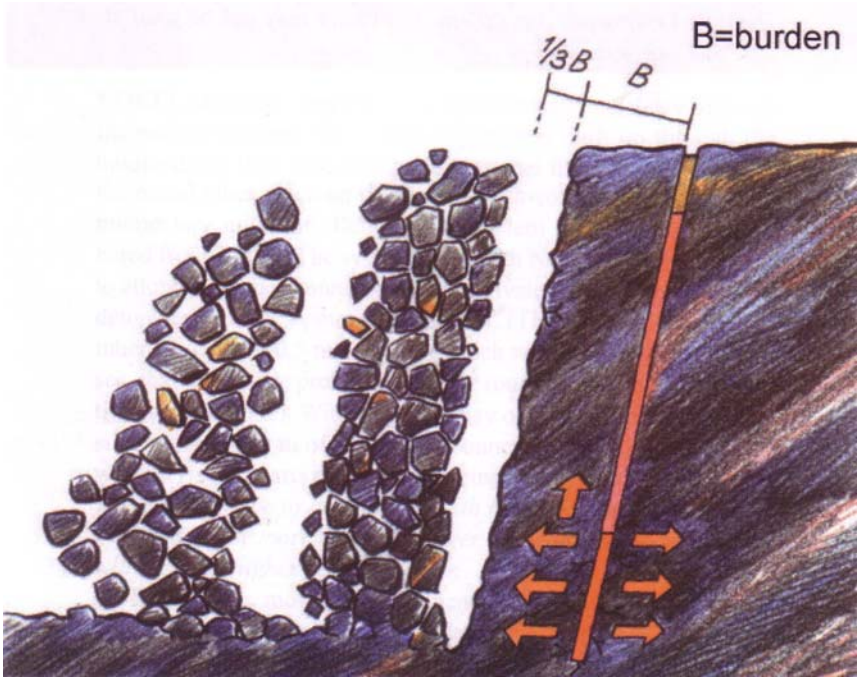
- برای خارج نمودن لوله‌های بهم متصل شده از داخل گیره در صورت لزوم می‌توان لوله را خم نموده و داخل گیره بیرون کشید. جهت تسهیل در خارج نمودن لوله در هوای سرد باید با انگشت شست زبانه را به سمت بالا کشید.
- اتصال مجدد باید به گونه‌ای انجام شود که از صدمه زدن به بلوک پلاستیکی و لوله اجتناب گردد.



انواع سیستم های نانل:

- **Nonel MS**
- **Nonel UNIDET**
- **Nonel LP**

- نانل MS و UNIDET بیشتر در معادن روباز مورد استفاده قرار می‌گیرند و زمان‌های تأخیر آن نیز مطابق شرایط متداول در این معادن است.
- در انفجار معادن روباز با چند ردیف، این مسأله حائز اهمیت است که سنگ ردیف اول زمان کافی برای حرکت به سمت جلو داشته باشد، قبل از اینکه سنگ ردیف بعد شروع به جابجایی کند.
- زمانی که سنگ توسط ماده منفجره شکسته می‌شود حدود ۵۰ درصد به حجم آن اضافه می‌شود. مطالعات نشان داده است که سنگ در یک ردیف باید قبل از انفجار ردیف بعد، حدود ۳/۱ (یک سوم) فاصله بارسنگ به سمت جلو حرکت کند.
- زمان تأثیر ممکن است از ۱۰ ms/m بارسنگ در سنگ سخت تا ۳۰ ms/m در سنگ نرم متفاوت باشد.



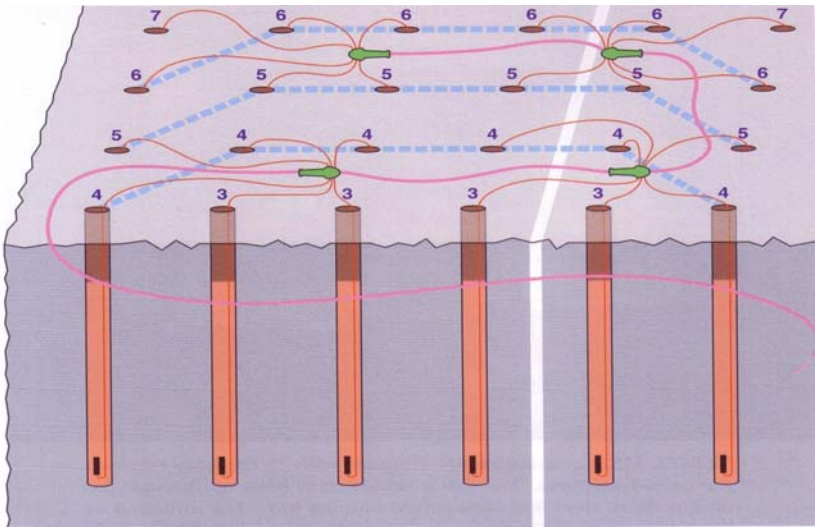
Nonel MS

- نانل MS یک سیستم آتشزنه رایج با مدت زمان تأخیر ۲۵ ms بین هر پریود است. زمان‌های تأخیر کوتاه مربوط به چالهای با اقطار کم و بارسنگ کم است.
- نانل MS مبتنی است بر ضربه موج که از طریق لوله‌های مخصوص به چاشنی می‌رسد. در این سیستم، سیم‌های الکتریکی و سر فیوز که در سیستم الکتریکی وجود دارد به سادگی با لوله‌های نانل جایگزین می‌شود.
- زمان های تأخیر بین دوره‌ها ۲۵ میلی ثانیه است. وقتی احتراق همه چاشنی‌های الکتریکی را در بر گرفت فوراً انفجار صورت می‌گیرد. اما در سیستم نانل تأخیر معین بین چال‌ها یا ردیف‌ها بدلیل سرعت نسبتاً کم موج ضربه‌ای است که تقریباً با سرعت ۲۱۰۰ m/s از میان لوله می‌گذرد. مقدار این تأخیر ۰/۵ ms/m در لوله می‌باشد.
- سیستم نانل MS که به طور کامل به محل انفجار آورده می‌شود. از یک مجموعه ضد رطوبت با یک لوله نانل به طول کافی، یک چاشنی الکتریکی و یک کلاهک فرستنده با بلوک ارتباطی تشکیل می‌شود. هر واحد نانل MS به آسانی و به کمک دست به واحد پیش از خود متصل می‌شود و برخلاف

فتیله انفجاری، احتیاجی به باز کردن یا گسترش آن با حداقل فاصله نیست و از یک نقطه واحد چندین میدان را به صورت موازی یا سری بدون نیاز به هیچ محاسبه‌ای می‌توان منفجر کرد.

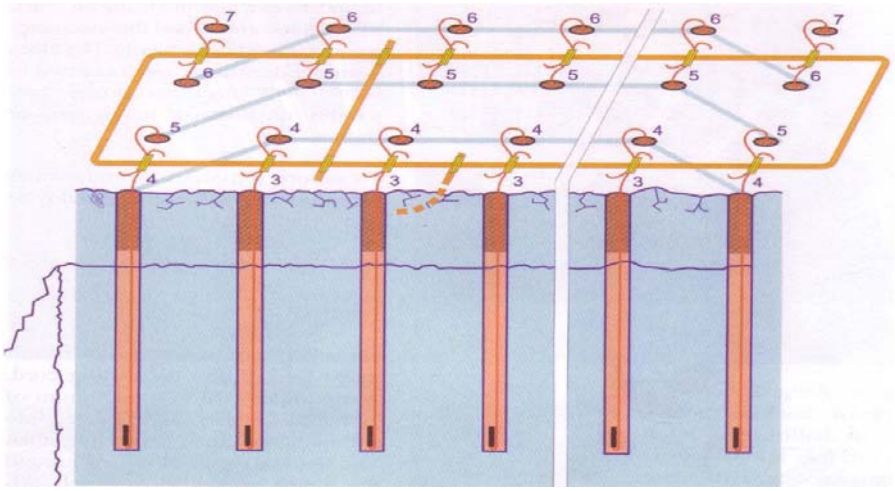
- دوره‌های انفجاری در پله‌های کوچک، معمولاً به صورت سری‌های کوچک، به ترتیب در امتداد هر ردیف با استفاده از یک سیم رابط برای هر چال ارتباط داده می‌شوند.
- می‌توان سه چال را به تناوب به یک سیم رابط مجهز به یک ورودی و چهار خروجی متصل کرد، که سیستم مناسبی برای دورهای بزرگتر است و در آن تأخیرهای داخل لوله نانل ممکن است به ایجاد وقفه‌های اضافی در آن بیانجامد.
- ایجاد اتصال برای دورهای انفجاری بزرگتر را می‌توان به طور قرینه از یک سیم ورودی مرکزی انجام داد. در مواردی که احتراق ناقص باعث بالا رفتن خطرات می‌شود، می‌توان از دو خط و دو سیم رابط برای هر چاشنی استفاده کرد و یا دو چاشنی در هر چال قرار داد.
- کاربرد سیستم نانل در انفجار پله‌ای و کانالی در شکل‌های بعد دیده می‌شود.

کاربرد سیستم نانل MS **در انفجار پله‌ای**

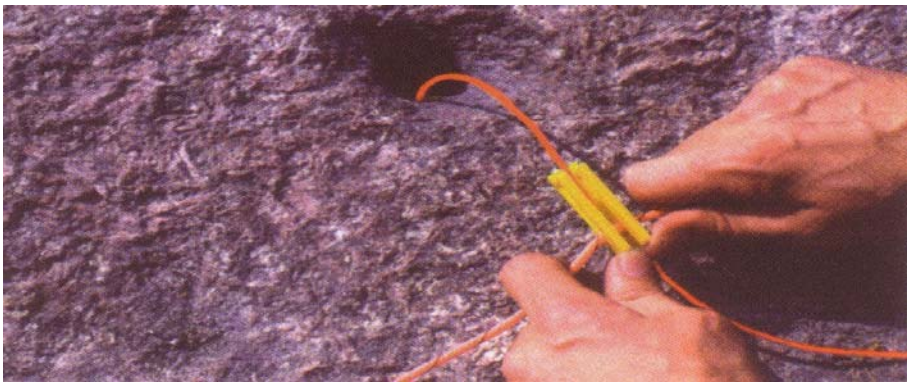


در این مورد هر گیره چاشنی ۶ چال و یک بلوک ارتباطی را منفجر می‌کند.

کاربرد سیستم نانل MS **در انفجار پله‌ای با فتیله انفجاری**

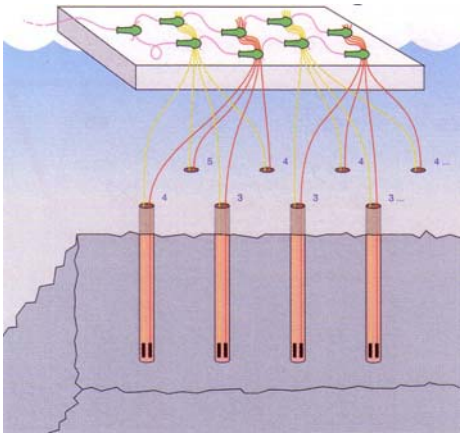


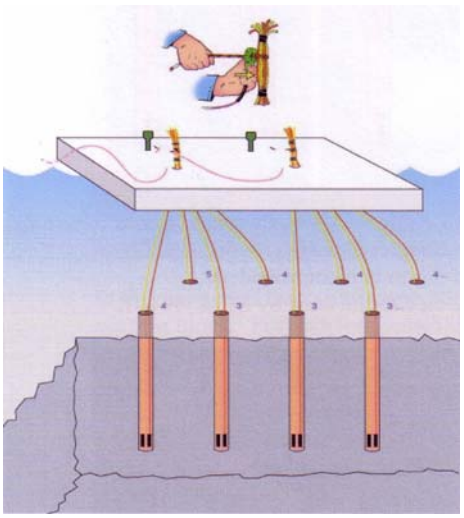
مدار با سیستم نانل MS می‌تواند با فتیله انفجاری هم آتش شود. البته در صورتیکه سر و صدا و امواج ضربه‌ای در هوا در سایت انفجاری محدودیت محسوب نشوند. در این حالت فتیله انفجاری مناسب، ۵ گرم بر متر پیشنهاد می‌شود.



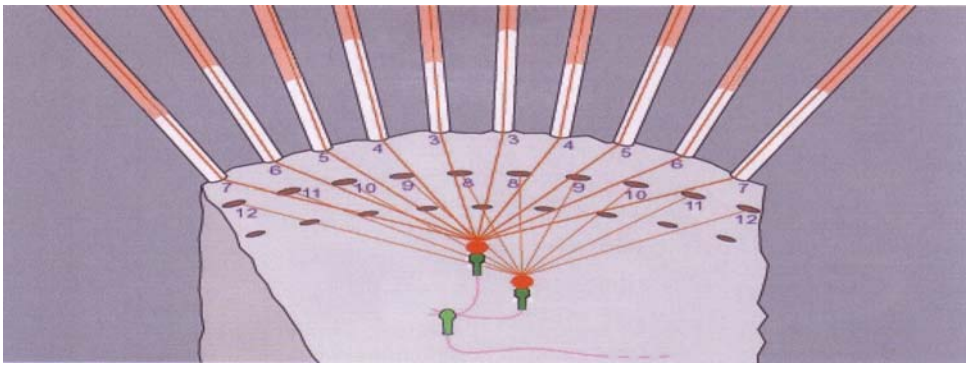
کاربرد سیستم نانل MS **در آتشباری زیر آب**

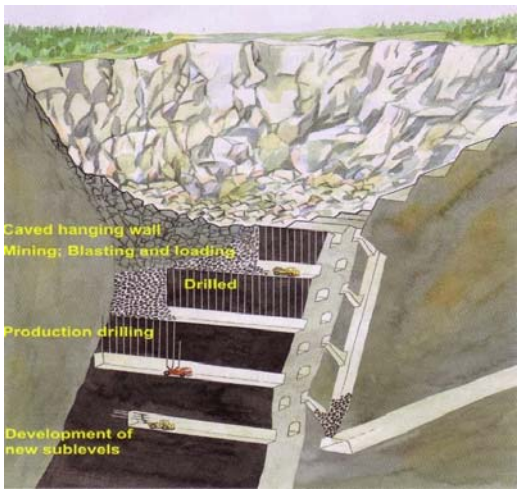
در آتشباری زیر آب با سیستم نانل MS پیشنهاد می‌شود که در هر چال ۲ فتیله انفجاری استفاده شود.





کاربرد سیستم نانل MS **در روش** Sublevel Stoping





سری‌های نانل MS**:**

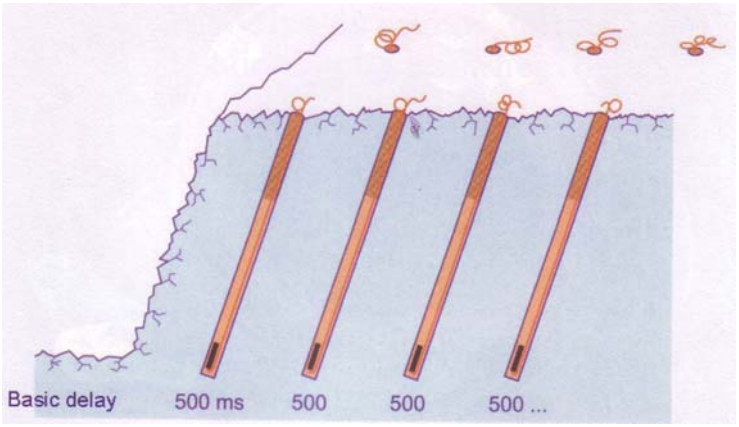
نانل MS (شماره دوره)	زمان تأخیر
# ۳	۷۵ ms
# ۴	۱۰۰ ms
# ۵	۱۲۵ ms
# ۶	۱۵۰ ms
# ۷	۱۷۵ ms
# ۸	۲۰۰ ms
# ۹	۲۲۵ ms

زمان تأخیر	نانل MS (شماره دوره)
۲۵۰ ms	# ۱۰
۲۷۵ ms	# ۱۱
۳۰۰ ms	# ۱۲
۳۲۵ ms	# ۱۳
۳۵۰ ms	# ۱۴
۳۷۵ ms	# ۱۵
۴۰۰ ms	# ۱۶
۴۲۵ ms	# ۱۷
۴۵۰ ms	# ۱۸
۴۷۵ ms	# ۱۹
۵۰۰ ms	# ۲۰

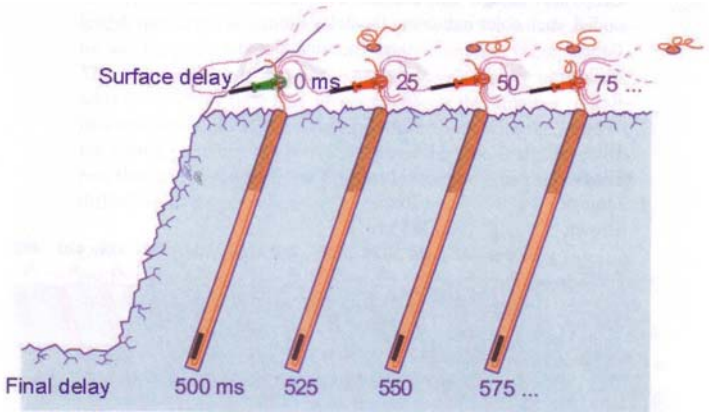
نانل یونیدت NONEL UNIDET

- سیستم انفجار نانل یونیدت، بویژه برای انفجار پله‌ای و کانالی طراحی شده است. عامل اصلی در این سیستم، چاشنی U500 است که فقط برای انفجار چال‌های انفجاری واقع در مدارهای نانل یونیدت می‌توان از آن استفاده کرد. چاشنی U500 از یک عامل تأخیری ۵۰۰ هزارم ثانیه ساخته شده است و زمان انتشار چاشنی ها فقط ۶+ هزارم ثانیه است.
- نانل یونیدت یک سیستم آتشباری غیر الکتریکی توسعه یافته است که از بزرگترین ویژگی‌های آن کاربرد ساده و قابلیت انبار کردن است. این سیستم مبتنی بر ترکیبی از چاشنی‌های داخل چال و واحد اتصال سطحی می‌باشد.
- همه چال‌های حفر شده در یک سیکل با چاشنی‌هایی که دارای تأخیرهای یکسانی هستند شارژ می‌گردد.

اصول انفجار نانل یونیدت



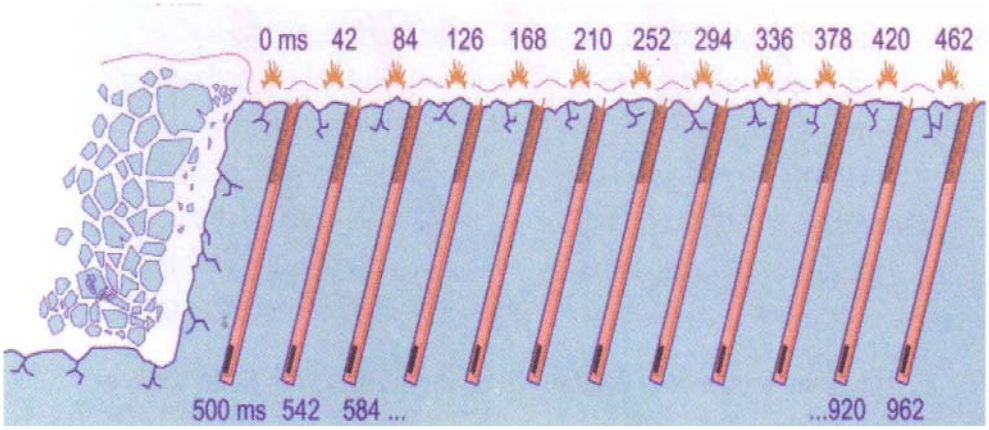
تمامی چال‌ها در یک راند آتشباری بطور نرمال با چاشنی‌هایی با زمان تأخیر یکسان خرج‌گذاری می‌شود (در این شکل ۵۰۰ میلی ثانیه)



ترتیب آتشباری در سطح با گیره بلوک ارتباطی تعیین می‌شود.

انواع گیره‌های موجود با زمان‌های تأخیر متفاوت در دسترس است. زمان تأخیر هر گیره با رنگ خاصی طراحی شده است.

- سبز ۰ میلی ثانیه
- زرد ۱۷ میلی ثانیه
- قرمز ۲۵ میلی ثانیه
- سفید ۴۲ میلی ثانیه
- آبی ۶۷ میلی ثانیه
- سیاه ۱۰۹ میلی ثانیه
- نارنجی ۱۷۶ میلی ثانیه
- قهوه ای ۲۸۵ میلی ثانیه



نانل یونیدت NONEL UNIDET

- ترتیب شروع انفجار از روی سطح به وسیله تأخیر در واحدهای اتصال دهنده سطحی می‌باشد؛ زیرا برای تأخیر یکسان در چاشنی‌های داخل چال زمان کافی وجود دارد تا همه چال‌های حفر شده قبل از شروع حرکت هر سنگ منفجر شوند بطویکه ریسک شکستگی یا شکافتن لوله‌های نانل بطور کلی حذف گردد.

- با توجه به تقاضای زمان‌های تأخیر متنوع در انواع مختلف انفجار، برای چاشنی‌های داخل چال ۵ تأخیر مختلف و برای واحدهای اتصال دهده سطحی ۸ تأخیر مختلف وجود دارد.

طبقه بندی	زمان تأخیر
U۴۰۰	۴۰۰ ms
U۴۲۵	۴۲۵ ms
U۴۵۰	۴۵۰ ms
U۴۷۵	۴۷۵ ms
U۵۰۰	۵۰۰ ms

طبقه بندی	زمان تأخیر
SL 0	۰ ms
SL 9	۹ ms
SL 17	۱۷ ms
SL 25	۲۵ ms
SL 42	۴۲ ms
SL 67	۶۷ ms
SL 109	۱۰۹ ms
SL 176	۱۷۶ ms

- نانل یونیدت برای همه انواع انفجارها و جایی که همه تأخیرها میلی ثانیه باشند مناسب است اما برای انفجار تونل مناسب نیست چون ترتیب آتشباری از روی سطح مشخص می‌گردد.
- این سیستم می‌تواند برای راندهای آتشباری خیلی وسیع استفاده شود.
- نانل یونیدت برای آتشباری معادن بزرگ با چال‌های بلند، تأخیرهای کنترل شده و کنترل لرزش زمین مناسب است.

خصوصیات فنی نانل یونیدت

چاشنی های چال حفاری

- سازنده: Dyno Noble Sweden AB
- نوع: NPED
- زمان های تأخیر : 400-500 ms
- مقاومت : No.8
- مواد پوششی: آلومینیوم 62-95mm (وابسته به زمان تأخیر و ساخت)
- مواد منفجره: PETN/RDX

- ضخامت: 7/5 mm

اتصال دهنده های سطحی یونیدت

- سازنده: Dyno Noble Sweden AB
- نوع: NPED
- زمان های تأخیر : 0-285 ms
- طول لوله: 2/4_7/8m
- ظرفیت: ۸ لوله
- عمر مفید: ۲ سال (از تاریخ شروع)
- حرارت مجاز: 50+ 25 - سانتی‌گراد

مزایای اصلی این سیستم عبارت است از:

- نامحدود بودن مقدار تأخیرات در هر برش ممکن
- امکان آتشباری هر خرج با تأخیر متفاوت، حتی اگر مقدار زیادی از چالها را منفجر کنیم.
- این مشخصات سیستم یونیدت به هنگام انفجار در مناطق مسکونی، که استفاده از چال‌های با قطر کوچکتر و خرج‌های کمتر در هر چال را برای به حداقل رساندن ارتعاشات زمین نیاز دارد، می‌تواند کاربرد خاصی پیدا کند.
- در آینده، شاهد استفاده بیشتری از سیستم‌های غیر الکتریکی برای دستیابی به پیشرفتهای گسترده تکنولوژیک و رسیدن به زمان‌های تأخیر هر چه دقیقتر خواهیم بود.

Bench Blasting

انفجاری که در سطح صورت می‌گیرد را در اصطلاح Bench Blasting می‌گویند که اهداف مختلفی را دنبال می‌نماید.

- Conventional Bench Blasting
- Rip – Rap Blasting

- Cast Blasting
- Railway and Highway Construction Blasting
- Trench & Ramp Blasting
- Ground Leveling
- Pre Blasting

Conventional Bench Blasting

- انفجارهای متداول در معادن به منظور ایجاد پله است مثل معادن روباز و سنگ ساختمانی

Rip – Rap Blasting

- انفجارهایی است که صورت می‌گیرد تا سنگ‌های موج‌شکن تولید شوند مثل معادن سنگ آهک

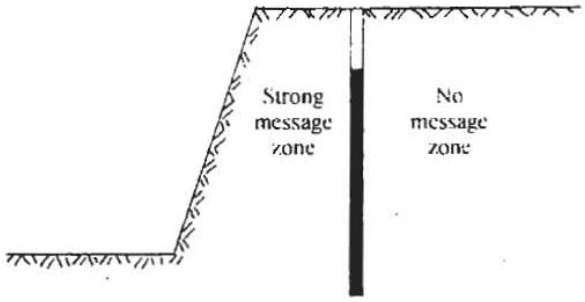


Figure 14.2. Desired message-no message zones in bench blasting.

Cast Blasting

- در این سیستم به جز خردشدگی (Fragmentation)، جابه‌جایی هم مورد نظر است (Displacement). به طور مثال موقعی که تلمبار در پای پله زیاد است با این روش یک آتشباری در بالای پله انجام می‌دهیم تا باعث شود که تلمبار جابه‌جا شده و از ارتفاع آن نیز کم شود.

نکته ۱: Cast به معنای یک نوع جابجایی است؛ مثل روش استخراج معادن روباز زغال به روش Strip Mining که روی زغال تراشیده می‌شود و سپس توسط برش‌های موازی زغال استخراج می‌شود و باطله هر برش در برش قبلی دفن می‌گردد.

نکته ۲: بین Strip Mining و یا Cast Mining با Open Pit تفاوت وجود دارد که یک مورد آن وضعیت استخراج به روش برش‌های موازی است.

Railway Blasting

یعنی آتشباریی که در کارهای جاده‌سازی استفاده می‌شود.

Trench and Ramp

برای ترانشه و رمپ زدن استفاده می‌شود.

Leveling

برای تراز کردن سطح زمین به کار می‌رود.

Pre Blasting

قبل از انفجار اصلی صورت می‌گیرد.

تقسیم‌بندی دیگری هم موجود است که بر اساس قطر می‌باشد

(مربوط به Conventional Bench Blasting)

Bench Blasting

- Small Diameter Bench Blasting (65-165)mm
- Large Diameter Bench Blasting (180-450)mm

Small Diameter Bench Blasting

موارد استفاده:

- معادن سنگ ساختمانی
- معادن روباز
- جاده‌سازی و . . . (Construction)

در این چال‌ها نسبت بین طول خرج به قطر چال بزرگتر از ۱۰۰ (LC/D>100) و خرجگذاری به صورت انتخابی (Selective Charge) می‌باشد. قدرت Column Charge Bottom یا خرج ته چال ۳-۲ برابر بیشتر از سایر قسمت‌ها می‌باشد.

Blast Hole Diameter (mm)	Average Production Apph (m^3/h)	
	Soft- Medium <120 Mpa	Hard – very Hard >120Mpa
65	190	60
89	250	110
150	550	270

Type Loading system	Blast Hole Diameter (mm)	Bench Height (HB) (m)
Loader	65-90	8-10
Shovel	100-150	10-15

Design Parameter (m)	τ (Mpa)			
	Low <70	Medium 70-120	High 120-180	Very High >180
B	39D	37D	35D	33D
S	51D	47D	43D	38D
T	35D	34D	32D	30D
J	10D	11D	12D	12D

ماشین‌های حفاری مورد استفاده در این روش می‌تواند ماشین‌های نیوماتیکی، هیدرولیکی یا DTH (Down The Hole) و یا دریل‌های ضربه‌ای چرخشی و یا چرخشی ضربه‌ای باشند (Percussion Rotary).

اگر چال‌ها قائم حفر نشوند خواهیم داشت (β زاویه چال نسبت به قائم یا انحراف چال):

$$L = \frac{H}{\cos\beta} + \left(1 - \frac{\beta}{100}\right) j$$

Design Parameter (m)	δu (Mpa)			
	Low <70	Medium 70-120	High 120-180	Very High >180
طول خرج ته چال l_b	30D	35D	40D	46D

پودر سنگ - طول خرج ته چال - طول چال = طول خرج میان چال

$$q = 7.845 \times 10^{-4} \rho_e . D^2$$

این فرمول برای محاسبه خرج ته چال می‌باشد که البته برای محاسبه خرج ستون هم می‌توان از آن استفاده نمود.

$$V = \frac{S.\beta.H_\beta}{\cos\beta} \qquad Sc = \frac{Q}{V}$$

ρe ← دانسیته ماده منفجره (g/cm3)

D ← قطر چال (mm)

q ← خرج (kg/m)

Q ← میزان خرج داخل هر چال

β ← انحراف چال

در معادن با مقیاس بزرگ (قطر چال‌های بزرگ) خرج ویژه از 0.25 تا 1.2 کیلوگرم بر مترمکعب متفاوت است.

Large Diameter Bench Blasting (180-450) mm

در معادن روباز بزرگ و بعضی کارهای Civil استفاده می‌شود که توسط ماشین‌های حفاری و چرخشی صورت می‌گیرد و طول خرج به قطر کمتر از ۵۰ می‌باشد (LC/D<50) و انتخاب قطر چال در این گروه به تولید و مقاومت فشاری بستگی دارد و خرجگذاری فله‌ای یا مکانیکی و به صورت پیوسته است و متداول‌ترین ماده منفجره آنفو است.

Blast Hole Diameter (mm)	Average Production Apph (m^3/h)		
	Soft <70 Mpa	Medium 70-80 Mpa	Hard >180Mpa
200	600	150	50
250	1200	300	125
311	2050	625	270

BC(m3) جام شاول است (Bucket Capacity) MB=10+0.57(BC-6)

Design Parameter (m)	δC		
	Low <70 Mpa	Medium- Hard 70-180	Hard – Very hard >180
MB	52D	44D	37D
T	40D	32D	25D
J	(8-10)D	(10-12)D	(12-15)D

در شرایط استثنایی ممکن است کمتر از ۸ هم در نظر گرفته شود (J)

که مربوط به بسیار صاف، نرم و درزه‌دار بودن است.

Type of Explosive	Design Parameter (m)	δu (Mpa)		
		<70	70-180	>180
Anfo	B	28D	23D	21D
	S	33D	27D	24D
Water gel یا Emulsion	B	38D	32D	30D
	S	45D	37D	34d

در این معادن (با قطر بزرگ) از آنفو به خاطر هزینه کم، ایمنی بالا و GP بالا استفاده می‌شود.

Rip – Rap Production Blasting

- برای تولید این سنگ‌ها حداکثر ارتفاع پله یا برش بین ۱۵ تا ۲۰ متر و قطر چال‌ها ۷۵ تا ۱۱۵ میلیمتر می‌باشد.
- چال‌ها با شیبی از ۵ تا ۱۰ درجه حفر می‌شوند.
- اضافه حفاری ۱۰ برابر قطر چال
- طول خرج کف 55D
- مواد منفجره باید دانسیته بالا داشته باشند.
- نسبت B/S بین ۴/۱ تا حداکثر ۲ می‌تواند باشد.
- خرج ویژه بسته به مقاومت فشاری تک‌محوری سنگ می‌باشد که
- $\delta u<100$ Mpa$\Rightarrow$SC<500g/cm3
- $\delta u>100$ Mpa$\Rightarrow$SC>650g/cm3
- خرجگذاری Decoupled می‌باشد.

$$Docoupled = \frac{BlastDiameter}{Ch\arg eDiameter} = 2$$

ارتفاع گل‌گذاری (T) برابر 15D و انفجار همزمان خواهد بود. نتیجه یک انفجار جهت تهیه سنگ‌های موج‌شکن با توجه به توصیه‌های بالا به شرح زیر بوده است.

Blast Weight (kg)	Mpa	
	δu<100	δu>100
>3000	%30	%50
1000-3000	%20	%25
150-200	%25	%15
Fine	%25	%10

Cast Blasting

در آغاز دهه ۱۹۸۰ تکنیکی در انفجار مرسوم شد که هدف آن تنها خردشدگی (Fragmentation) نبوده، بلکه انتقال حجم قابل توجهی از سنگ خرد شده در داخل Pit هم جزء اهداف آن محسوب می‌شد. در این روش ارتفاع پله (Bench Height) حداقل ۱۲ متر و پهنای پیت (Pit) حداقل یک تا یک و دو دهم (۱/۲-۱) برابر ارتفاع پله (Bench height) است.

دیواره قائم نتیجه بهتری به دست می‌دهد، ضمن اینکه برای مواردی که قائم نیستند هم مورد استفاده قرار می‌گیرد.

- Spacing (S)⇒(1.3-1.6)B
- Stemming (T) ⇒(20-25)D

نکته در این روش آن است که اضافه حفاری منفی خواهیم داشت یعنی کمتر از کف پله حفاری انجام می‌دهیم یا به عبارت دیگر ارتفاع چال از ارتفاع پله هم کمتر است؛ منفی (۶-۴) برابر قطر چال (D)

شایان ذکر است که این فاصله منفی، بیشتر در مورد انتقال باطله روی ماده معدنی است و به خصوص در مورد زغال آنهم در روش استخراج به روش برش‌های موازی (Strip Mining) مورد نظر است تا باطله از روی ماده معدنی کنار رفته و سپس ماده معدنی استخراج می‌شود ولی کف مورد نظر اگر باطله باشد این اضافه حفاری منفی در نظر گرفته نمی‌شود.

مرتبه آتش زدن چال‌ها و یا منفجر کردن چال‌ها مهم است و خواهیم داشت:

- اگر فقط یک سطح آزاد داشته باشیم، چال‌های هر دو ردیف بدون داشتن تأخیر منفجر می‌شوند و تأخیر فقط در ردیف‌ها اعمال می‌شود (یعنی تأخیر چال بین دو ردیف است).
- ولی اگر دو سطح آزاد داشته باشیم، چال‌ها را به صورت V شکل منفجر می‌نماییم، که در این حالت تأخیر بین چال‌های هر ردیف بین ۲۵ تا ۳۰ میلی ثانیه بر هر متر بوردن (ms/B) خواهد بود و میزان خرج ویژه بین (۰/۳ تا ۰/۸) کیلوگرم بر متر مکعب تغییر خواهد کرد.

مواد مصرفی بیشتر آنفو می‌باشد و میزان سرعت انتقال و یا سرعت جابجایی سنگ‌های خرد شده را طبق رابطه زیر محاسبه می‌نمایند:

$$V = 1.14\left[\frac{B(m)}{(E)^{0.33}}\right]^{-1.17}$$

a-ejective velocity (m/s)

$$V = 1.14\left[\frac{E^{0.386}}{B^{1.17}}\right]$$

E ← میزان انرژی بر حسب کیلوکالری بر متر است

$E=0.0785\ D^2.\rho e.RWS$

RWS برای آنفو = ۸۹۰ کالری بر گرم

RWS→Relative Weight Strength

RWS در واقع مقایسه نسبی انرژی وزنی ماده منفجره است با انرژی وزنی آنفو

$$RWS = \left[\frac{\rho_e.v_e.D_e}{\rho_0.v_0.D_0}\right]^{1/2}$$

v ← حداقل باید ۱۵ متر بر ثانیه باشد.

$$(\text{Kcal/m})\ B = 0.1E^{0.33} = 0.1E^{1/3}$$

مثال: برای آنفو

D=10 in

$SG_e=0.8$

$E=0.0785\times25.4\times0.8\times890 \Rightarrow E=35212.5$

$B=0.1E^{1/3}=0.1\times35212.5^{1/3} \Rightarrow B=3.16m$

$$V = 1.14\left[\frac{35212.5^{0.386}}{3.16^{1.17}}\right] \Rightarrow V = 16.8\,m/s$$

فاصله‌ای که سنگ‌های خرد شده منتقل می‌شوند و باید نسبت به کف پله افقی باشد.

$$D_m = \frac{Ve^2.\cos 2\beta}{g}$$

g ← شتاب ثقل زمین است (۸/۹ متر بر مجذور ثانیه در سیستم متریک)

(m/s) ← Ve

β ← زاویه انحراف مسیری است که خرده‌ها ممکن است داشته باشند.

β نباید ترجیحاً زیاد باشد و اگر نداشته باشیم خیلی بهتر است.

Tranch Blasting

ترانشه استفاده‌های متفاوتی در کارهای اکتشافی، آب و فاضلاب، برق‌رسانی و غیره دارد. در ترانشه‌زنی دو پدیده انفجار بیش از سایرین مورد توجه است.

- Fly Rock
- Ground Vibration

چون در واقع در حفر ترانشه توجه به مباحث عمرانی و یا استقرار نیروی انسانی و منازل مسکونی و غیره بیشتر است و بیشتر در مناطق شهری است لذا پدیده‌های فوق مهم خواهند بود.

پهنای ترانشه‌ها (۳-۸/۰) متر خواهد بود و عمق آنها (۵-۵/۰) متر می‌باشد و عموماً در بین سنگ‌هایی که دانسیته بالا و تراکم زیاد دارند حفر می‌شود و لذا تعداد چال حفر شده نسبتاً زیاد است (در مقایسه با سایر موارد Bench Blasting) و در انفجار به منظور ایجاد ترانشه معمولاً حفاری به وسیله حفاری‌های سبک صورت می‌گیرد و قطر چال‌هایی که حفر می‌شود بستگی به پهنای ترانشه خواهد داشت.

Size of the Trench	D (mm)
Width of Tranch <1m H<1.5m	32-45
Width of Tranch >1m H>1.5m	50-65

بوردن بستگی به قطر چال دارد.

بوردن B	Drilling Diameter	
	<50 mm	>50mm
	26D	24D

	Width of Trench (m)		
	<0.75	0.75-1.5	1.5-3
بوردن B	wT پهنای ترانشه	wT/2 نصف پهنای ترانشه	wT/2.6 تقریباً یک سوم پهنای ترانشه
Number of Row تعداد ردیف چال‌ها	2 ۲ ردیف چال	3 ۳ ردیف چال	4 ۴ ردیف چال

- J=(0.2-0.5)B
- T=1B(معمولاً)

چال‌های شیبدار در حفر ترانشه توصیه می‌شود چون کف را معمولاً بهتر می‌تواند بگیرد و (۲۷-۱۸) درجه مناسب است.

مواد منفجره‌ای که در حفر ترانشه استفاده می‌شود، مواد منفجره‌ای هستند که دارای دانسیته بالا و انرژی فشار بالا می‌باشند.

در حال حاضر برای انفجار ترانشه‌ها دو نوع حفاری صورت می‌گیرد.

۱- متداول (مرسوم) Conventional

- اگر پهنای ترانشه (۵/۱-۷۵/۰) متر باشد دو ردیف در کناره‌ها و یک ردیف بین آنها حفر می‌شود.
- اگر بین (۳-۵/۱) متر باشد دو ردیف چال در پیرامون و در بین آنها چال‌هایی به صورت یک در میان حفر می‌شود.

۲- چال‌ها در امتداد و خطوط پیرامون ترانشه حفر می‌شود.

- اگر پهنای ترانشه (۵/۱-۷۵/۰) متر باشد.
- اگر پهنای ترانشه (۳-۵/۱) متر باشد چال‌ها به موازات خطوط پیرامون ترانشه‌ها حفر می‌شوند.

$$l_{bc} = 0.4 + \frac{H-1}{5} \rightarrow For\ Conventional\ Design$$

$$l_{bc} = 1.3\left[0.4 + \frac{H-1}{5}\right] \rightarrow For\ Central\ Blast\ Hole$$

$$l_{bc} = 0.7\left[0.4 + \frac{H-1}{5}\right] \rightarrow For\ Contour\ Blast\ Hole$$

طول خرج ته چال: L_{BC}

خرج بدنه (میان) چال می‌تواند آنفو باشد، ولی ته چال باید از مواد قوی باشد. خرج بدنه چال در حدود (۳۵-۲۵) درصد میزان خرج ته چال می‌باشد.

$$Qc = (0.25 - 0.35)Qb$$

در مورد آتش کردن چال‌ها به خاطر مسایل ذکر شده جهت عملیات سیویل باید کاری کرد که Ground Vibration و Over Break و غیره وجود نداشته باشد که برای این کار دو مدل پیشنهاد شده است:

1o	3o	5o	7o	9o	wT<1.5
0o	2o	4o	6o	8o	
1o	3o	5o	7o	9o	
1o	3o	5o	7o	9o	wT>1.5
0o	2o	4o	6o	8o	
0o	2o	4o	6o	8o	
1o	3o	5o	7o	9o	

اعداد نوشته شده کنار چال‌ها، سکانس انفجار را نشان می‌دهند و چال‌های هم‌شماره با هم (همزمان) منفجر می‌شود.

Blasting for Ground Leveling

بیشتر برای ایجاد ابنیه، پارکینگ و غیره می‌باشد.

۱. Fragmentation (خردشدگی) باید به صورتی باشد که سیستم حمل بتواند آن را جابه‌جا نماید.

۲. Ground Vibrator، Air Blast و Air Noise و غیره نداشته باشیم.

قطر چال‌ها تابع ارتفاع سطحی است که مورد نظر جهت برداشت می‌باشد.

60D=H
5D=H } D قطر چال‌ها

معمولاً قطر چال (65-38) میلیمتر است و چال‌ها با شیب نزدیک ۶۰ درجه حفر می‌شوند (به خاطر خردشدگی بهتر و به خاطر انبساطی که سنگ‌ها پس از انفجار ایجاد می‌نمایند و نیازمند فضا می‌شوند، ضمن اینکه کف برش هم بهتر گرفته می‌شود.

طول چالی که باید حفر شود.

$$L = \frac{H}{\cos\beta} + \left[1 - \frac{\beta}{100}\right].J$$

Blast Design Parameters	δu (Mpa)			
	<70	70-120	120-180	>180
J	10D	11D	12D	12D
T	35D	34D	32D	30D
S_c	0.3	0.35	0.42	0.49

طول پودر سنگ نباید کمتر از ۲۵ برابر قطر چال (25D) باشد و مواد منفجره باید High Strength و High Density باشند.

برای بوردن توصیه می‌شود که از رابطه روبرو محاسبه شود:

$$B = \left[\frac{Q_b}{S/B \times H/\cos\beta \times SC}\right]^{0.5}$$

S/B ← از جدول حاصل می‌شود.

Qb ← میزان خرج مصرفی هر چال است.

اگر قطر چال کم باشد به طرف Selection Charge می‌رویم.

	δu (Mpa)			
	<70	70-120	120-180	>180
	1.25	1.2	1.15	1.15

High way and Railway Blasting

در واقع انفجاری است که از میان توده سنگ و به منظور ایجاد بزرگراه یا راه‌آهن صورت می‌گیرد.

قطر چال‌ها از (125-65) میلیمتر می‌باشد.

- (65-75) mm→for Contour Blast Hole
- (89-125) mm→for Central Blast Hole

چال‌ها با شیب (15-20) درجه حفر می‌شوند.

$$L = \frac{H}{\cos\beta} + \left(1 - \beta/100\right).J$$

	(Mpa) δu			
	<70	70-120	120-180	>180
J	10D	11D	12D	12D
T	35D	34D	32D	30D
L_{bc}	30D	35D	40D	46D

$$if \quad H/D > 100 \Rightarrow H \rightarrow (1-12)m$$

β	39D	37D	35D	33D
S	51D	47D	43D	38D

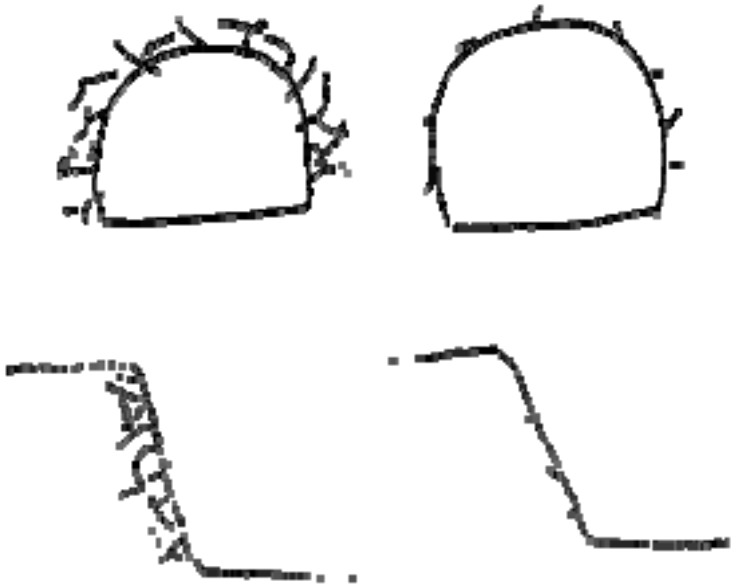
$$if \quad H/D < 100 \Rightarrow B = \left[\frac{Q_b}{S/B \times H/\cos\beta \times SC}\right]^{0.5}$$

	δu (Mpa)			
	<70	70-120	120-180	>180
	1.25	1.2	1.15	1.15
SC	0.3	0.35	0.42	0.49

اگر پهنای برش مورد نظر کمتر از ۵ متر باشد یک ردیف چال کافی است و اگر پهنای برش ۸-۵ متر باشد دو ردیف چال و برای بیش از ۸ متر، ۳ یا بیشتر ردیف چال لازم است و چال‌ها با تأخیر منفجر می‌شوند تا خردشدگی خوب داشته باشیم.

آتشکاری کنترل شده

- در تئوری انفجار و شکستن سنگ بوسیله مواد منفجره دیدیم که امواج لرزه‌ای حاصل از انفجار یک چال به صورت استوانه به اطراف چال منتشر می‌شوند و سنگهای نواحی اطراف چال را تحت تأثیر قرار می‌دهند، گرچه تأثیر امواج در امتداد کمترین مقاومت بیشتر از سایر امتدادها می‌باشد با این حال نباید انتظار داشت که تأثیر امواج حاصل از انفجار در سایر نواحی اطراف چال قابل چشم پوشی باشد.
- سطح بوجود آمده برحسب نیاز باید برای مدتی دوام داشته باشد. اگر این سطح پله در حال کار یک معدن روباز است مدت پایداری مورد نیاز بر اساس طرح تهیه شده تا چند ماه می‌باشد بعلاوه این پله باید فاقد عقب زدگی (Back Break) بوده تا حفاری و انفجار ردیف‌های بعدی را با اشکال مواجه نکند و اگر پله‌ای است که دیواره نهائی معدن یا تأسیساتی دیگر خواهد بود باید علاوه بر پایداری دائمی در بسیاری موارد با بتون مسلح اندود و صاف کاری شود. همین امر در مورد ترانشه‌های راه و راه آهن، تونلهای سدها، سرریز سدها و نظایر آن صادق است.
- لطمه ندیدن توده سنگ باقیمانده همیشه یکی از اهداف آتشباری را تشکیل می‌دهد.
- طبیعی است که هر چه تأثیر انفجار به توده سنگ باقیمانده کمتر باشد امید به پایداری سازه بوجود آمده بیشتر و هزینه‌های بعدی آن کمتر خواهد بود.
- برای کاهش لطمه‌های انفجار به توده سنگ باقیمانده از روش‌های **آتشباری کنترل شده** یا **مهار شده** استفاده می‌شود.
- در شکل تفاوت ظاهری پله معدن روباز و یک تونل در صورت اجرای آتشباری معمولی یا مهار شده مشاهده می‌شود.



اهداف اصلی آتشباری مهار شده

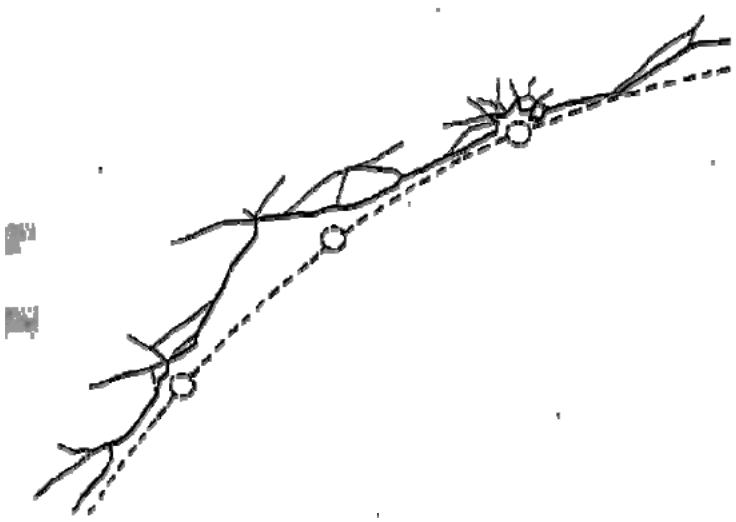
- پایداری توده سنگ باقیمانده (در جا)
- یکنواختی و زیبایی سطح بوجود آمده
- کاهش لرزش زمین در سازه‌های مجاور
- کاهش عقب‌زدگی (Back Break)
- کاهش هزینه مرمت و صاف کاری تونل‌ها
- پایداری دیواره‌های نگهدارنده در معادن زیرزمینی

همانطور که گفته شد در حالت عادی شکستگی حاصل از انفجار به درون توده سنگ برجا نفوذ کرده و موجب تخریب دیواره پشت چال می‌شود که به آن عقب‌زدگی (*Back Break*) اطلاق می‌گردد.

معایب عقب‌زدگی:

- ناپایداری دیواره پله بوجود آمده
- خطر سقوط نابهنگام سنگ و نیاز به آتشباری ثانویه
- حمل سنگ به مقداری بیش از طرح

- ایجاد اشکال در طرح حفاری و آتشباری ردیف‌های بعدی چال در پله‌های معادن
- مصرف بیش از اندازه مصالح ساختمانی برای استحکام و ساختن پله برای رساندن مرز مورد نیاز در تأسیسات
- با حفر چالهای شیبدار از میزان عقب‌زدگی بمقدار زیادی کاسته خواهد شد. در صورتیکه با رعایت دقیق موارد فوق هنوز عقب‌زدگی در دیواره نهایی حل نشده باشد تنها راه باقیمانده جهت حل این مشکل استفاده از یکی از تکنیکهای مختلف کنترل آتشباری است. کنترل آتشباری را می‌توان کنترل فاصله چالها، فاصله ردیفها و خرج گذاری چالها نزدیک به محدوده استخراج، جهت بوجود آوردن یک سطح صاف و محکم در اطراف سنگهای استخراجی تعریف نمود.



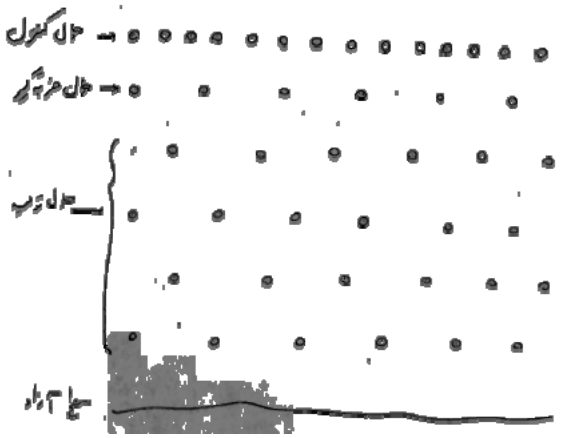
محل چالها با علامت (O) مشخص شده است. پس از انفجار می‌بایست شکستگی توده سنگ مطابق مسیر خط چین (---------) باشد اما بعلت پدیده عقب‌زدگی شکستگی در درون توده سنگ درجا نیز نفوذ کرده است.

انواع روشهای آتشباری مهار شده

چالهای حفر شده در یک عملیات آتشباری به سه دسته تقسیم می‌گردند:

- چالهای مربوط به آتشباری مهار شده که چالهای کنترل نامیده می‌شوند (چالهای کناری) .

- سایر چالهای موجود در سینه کار که در اینجا چال اصلی یا چال تولید نامیده می‌شوند.
- آخرین ردیف چالهای تولید که چالهای ضربه‌گیر نام دارد و نزدیک چالهای کنترل قرار دارند.



برحسب شرایط سنگ و هدف از اجرای آتشباری با تغییرات مختصری که در آرایش خرج گذاری و انفجار چالهای دسته اول داده می‌شود، انواع روشهای آتشباری مهار شده اجرا می‌گردد.

گرچه این روشها با اسامی مختلف و طریقه اجرای متفاوت با یکدیگر هستند اما دارای ویژگیهای مشترکی بشرح زیر می‌باشند:

- چالهای آتشباری مهار شده در پیرامون (محیط) محدوده مورد نظر حفر می‌شوند.
- فاصله چالها از هم کمتر از فاصله چالهای تولید از یکدیگر است.
- چالهای آتشباری مهار شده با هم موازیند و باید در حفر آنها دقت به عمل آید.
- دقت در حفاری از موارد بسیار مهم جهت کنترل آتشباری به خصوص در روشهای کنترل آتشباری است. در صورتیکه انحرافی در چالهای حفر شده بوجود آید نتیجه آن عقب‌زدگی در پای پله و کنگره دار شدن دیواره حاصله خواهد بود.
- معمولاً قطر چال (φ_h) بیش از قطر خرج (φ_c) است.
- تا آنجا که ممکن باشد انفجار فوری است در غیر اینصورت کم تأخیری خواهد بود. $\varphi_h = 2\varphi_c$
- چالهای آتشباری مهار شده همگی با هم قبل یا بعد از چالهای تولید آتش می‌شوند.
- معمولاً خرج در تمام طول چال توزیع می‌شود.

- توصیه می‌شود برای جلوگیری از سکو درست شدن در کف پله از خرج ته چال استفاده شود.
- از آنجا قطر خرج نصف قطر چال است یعنی ضریب جفت شدگی تقریباً برابر ۲ می‌باشد ضریب η_2 برابر ۰/۱۸ خواهد بود.
- کم بودن ضریب η_2 بمعنی پایین بودن میزان انرژی منتقله به سنگ است، به عبارت دیگر برای جبران آن باید مصرف ماده منفجره را بالا برد.

$$\eta_2 = \frac{1}{e^{\frac{\varphi_h}{\varphi_c}} - (e-1)}$$

$$\eta_2 = \frac{1}{(2.718)^2 - 1.718} = 0.18$$

- درشت بودن سنگ حاصل از انفجار نیز تا حدودی از مصرف می‌کاهد، اما بهر صورت برای اینکه فضای لازم برای جا دادن مواد منفجره بوجود آید لازم است که تعداد چالها زیاد شود و لذا فاصله چالها در ردیف (S) کمتر از ضخامت بار سنگ (B) خواهد بود.

S=0.8 B

- اگر مقدار خرج ویژه (خرج مصرفی به ازای واحد حجم سنگ) را به q و مقدار خرج در یک متر چال را به q1 نشان دهیم:
- با کاهش قطر چال در حد نهائی پله‌های معادن روباز و یا بطور کلی چالهای کناری مقدار q1 کم شده و در نتیجه مطابق فرمول مقابل مقدار B نیز کاهش می‌یابد. در اینصورت تعداد زیادی چال نزدیک بهم حفر و مختصری خرج در هر یک قرار می‌گیرد. در اینصورت توزیع خرج یکنواخت صورت می‌گیرد و پس از انفجار سطحی صاف بوجود می‌آید. اینگونه چالزنی و انفجار در مواردی که سنگ از نظر زمین‌شناسی همگن نیست برای تشکیل دیواره صاف بسیار مناسب می‌باشد.

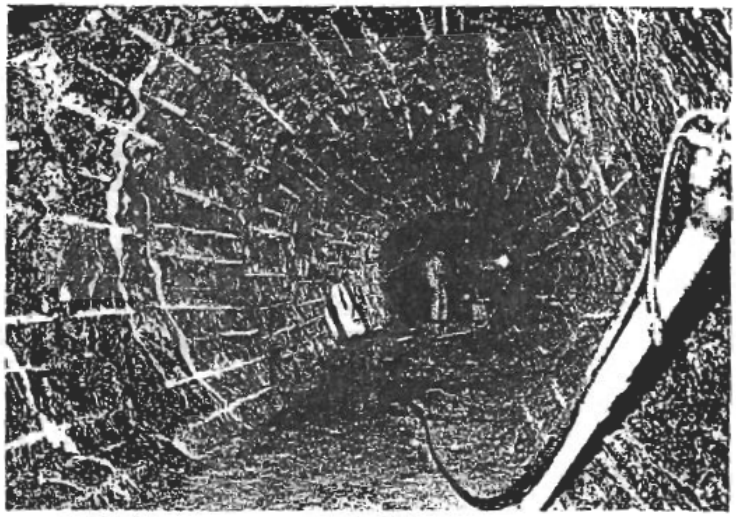
$$S.B.1.q = q_1$$
$$S = 0.8B$$
$$0.8B.B.1.q = q_1$$
$$B = \sqrt{\frac{q_1}{0.8q}}$$

انواع روشهای آتشباری مهار شده

- روش ملایم یا Smooth Blasting
- روش بالشتی یا Cushion (trim) Blasting
- روش حفاری خطی یا Line drilling
- روش پیش شکافی یا Presplitting
- روش مهار ترک خوردگی یا Fracture Control

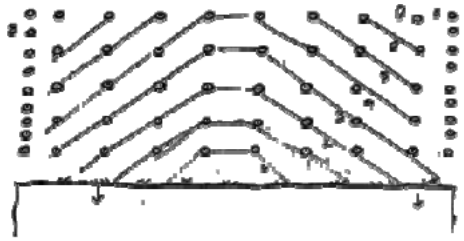
Smooth Blasting (S.B.)

- این روش در حفر فضاهای زیرزمینی، ترانشه راه‌سازی، استخراج سنگهای تزئینی و نظائر آن کاربرد دارد. برای اجرای این روش آتشباری، تعدادی چال نزدیک بهم در پیرامون محوطه مورد نظر حفر می‌شود. این چالها که چال کنترل نام دارند با خرج ضعیفتر از چالهای عمومی خرج‌گذاری شده و پس از آنها منفجر می‌شوند.
- انفجار چالهای کناری فوری یا کم تأخیری است و نتیجه عمل بوجود آمدن سطح صاف و بدون شکستگی در توده سنگ درجا است.
- روش آتشباری .S.B با نام هایی مثل Contour Blasting، Perimeter Blasting، Sculpture Blasting نیز معرفی شده است.



Profile obtained with smooth blasting in a small section tunnel.

نیم استوانه‌های چالها در دیواره تونل پس از انفجار بخوبی مشاهده می‌شود.



آرایش چالهای S.B. همراه با چالهای تولید

آرایش چالهای S.B. پس از انفجار چالهای تولید

روش Smooth Blasting

عوامل مؤثر در اجرای آتشباری مهار شده (S.B.) شامل آرایش و خرج‌گذاری چالها و سایر ملاحظات بشرح زیر است:

الف : چال:

- مثل همه روشهای آتشباری مهار شده چالها در پیرامون محوطه مورد نظر حفر می‌شوند. دقت در حفر چال برای رسیدن به نتیجه مطلوب بسیار مهم است.
- نقطه شروع چال یا دهانه چال بایستی در جای خود باشد. ممکن است در اثر لرزش مته نقطه شروع چال جابجا شود و اثر آن تأثیر نامطلوب در نتیجه انفجار است.
- حفظ امتداد چال نیز باید مورد توجه قرار داشته باشد. قطر چالها φh معمولاً از ۲۵ تا ۶۴ میلیمتر تغییر می‌کند هر چه قطر چالها کمتر باشد توزیع چال و خرج یکنواخت‌تر صورت گرفته و سطح سینه‌کار پس از انفجار صاف‌تر خواهد بود.

ب : ماده منفجره

- در روش آتشباری .S.B غلظت خرج گذاری (میزان خرج در هر متر چال) باید کم بوده و سرعت انفجار و انرژی حاصل از انفجار پایین باشد.
- به این منظور از مواد منفجره ویژه‌ای استفاده می‌شود که برخی از مشخصات آنها در ادامه آمده است.

برخی مواد منفجره مناسب آتشباری مهار شده

اسم (تجارتی) ماده منفجره	کشور سازنده	قطر فشنگ میلیمتر	طول فشنگ میلیمتر	وزن مخصوص	نوع پوشش	مقدار خرج در متر به گرم
Profil x	ایتالیا	۱۷	۴۶۰	۱/۲	پلاستیکی	۲۲۰
Profil x	ایتالیا	۲۵	۴۶۰	۱/۲	پلاستیکی	۵۰۰
Gurit	سوئد	۱۱	۴۶۰	۱/۳	"	۱۰۸
Gurit	سوئد	۱۷	۴۶۰	۱/۳	"	۲۴۰
Nabit	سوئد	۲۲	۱۰۰۰	۱/۲	"	۴۰۰
Nabit	سوئد	۲۵	۱۰۰۰	۱/۲	"	۵۴۰
Nabit	سوئد	۲۹	۱۰۰۰	۱/۲	_	۷۱۰
K-Tube charge	فنلاند	۱۱	–	–	_	۳۰
K-Tube charge	فنلاند	۱۷	–	–	_	۵۰
K-Tube charge	فنلاند	۲۵	–	–	_	۲۰۰
K-Tube charge	فنلاند	۳۲	–	–	_	۳۲۰
K-Tube charge	فنلاند	۳۹	–	–	_	۴۴۰
F-Tube charge	فنلاند	۱۱	–	–	_	۶۰
F-Tube charge	فنلاند	۱۷	–	–	_	۱۳۰
Anfo	فنلاند	۳۸	–	–	_	۸۹۰
Anfo	فنلاند	۴۵	–	–	_	۱۲۶۰
Anfo	فنلاند	۵۱	–	–	_	۱۶۰۰
Anfo	فنلاند	۶۴	–	–	_	۲۷۰۰
Dynamite	فنلاند	۲۴	–	–	_	۶۰۰
Dynamite	فنلاند	۴۰	–	–	_	۱۷۰۰
Dynamite	فنلاند	۵۰	–	–	_	۲۶۰۰
Dynamite	فنلاند	۶۰	–	–	_	۳۰۰۰

ج- خرج‌گذاری:

- در خرج‌گذاری، فشنگ ماده منفجره نباید با دیواره چال در تماس باشد. لذا خرج در پوشش پلاستیکی نسبتاً محکم قرار دارد و حد فاصل فشنگها پره‌های پلاستیکی مخصوص قرار می‌گیرد تا فشنگ مواد منفجره در محور تونل بایستد.
- قطر خرج (φc) همیشه از قطر چال (φh) کوچکتر است.
- خرج ته چال لازم است و در چال فشرده می‌شود.
- مقدار خرج ته چال حدود ۱۰۰ گرم برای هر چال است. البته مقدار آن بسته به قطر چالهای کنترل شده دارد و شرایط آنها ممکن است مقداری تغییر کند.
- در ادامه مقدار خرج ته چال را در آتشباری .S.B در تونلها در جدولی آورده شده است. البته بهتر است همیشه در محل، آزمایش لازم برای تعیین خرج ته چال بعمل آید.
- گل‌گذاری (انسداد دهانه چال‌ها) زمانی لازم است که در اثر انفجارهای تأخیری خطر پرتاب مواد منفجره به بیرون از چال وجود داشته باشد.

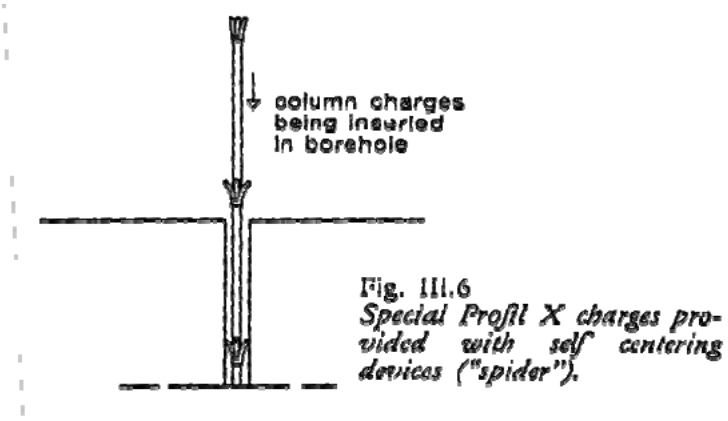
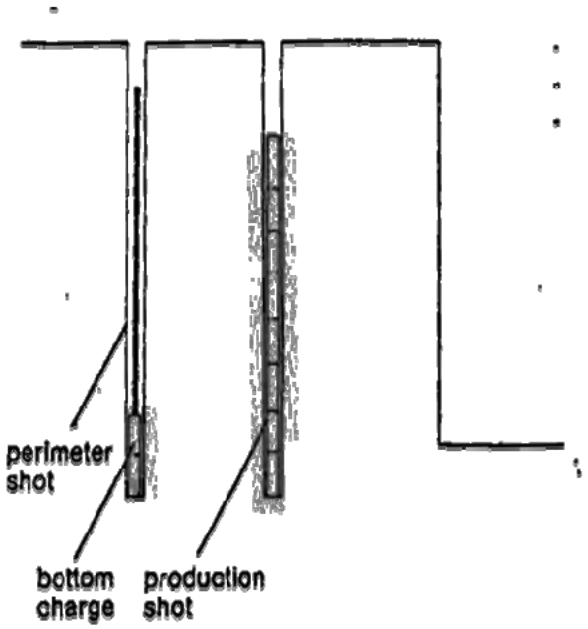


Fig. III.6
Special Profil X charges provided with self centering devices ("spider").

خرج‌گذاری فشنگهای مواد منفجره با پره‌های پلاستیکی برای جلوگیری از تماس خرج با دیواره چال در آتشباری *Smooth Blasting*



خرج ته چال در چالهای کناری آتشباری Smooth Blasting

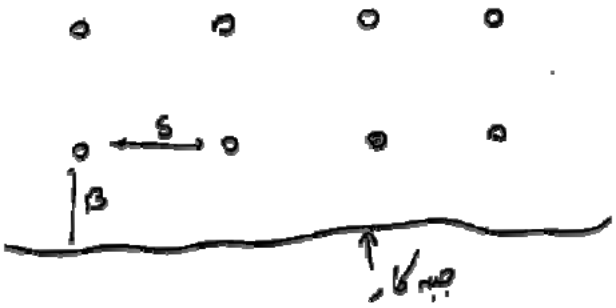
خرج ته چال در تونلها

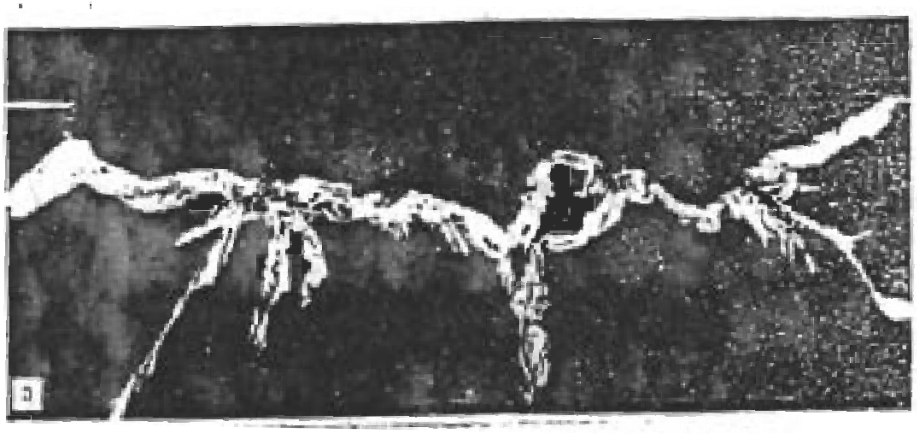
قطر چال (میلیمتر)	خرج ته چال برای چالهای سقف (گرم)	خرج ته چال برای چالهای دیوار (گرم)
۳۰	۱۰۰	۲۰۰
۴۰	۱۷۵	۳۵۰
۵۰	۳۳۰	۶۶۰

د- آرایش چالها و محاسبات مربوطه

فاصله چالها از یکدیگر تابع وضعیت سنگ است. در حالاتی که سنگ مورد آتشباری مقاوم، یکدست و شکننده باشد فاصله مزبور زیاد می‌شود و موقعی که سنگ سخت، شکسته شده و سفت باشد فاصله چالها را از یکدیگر کم اختیار می‌کنند.

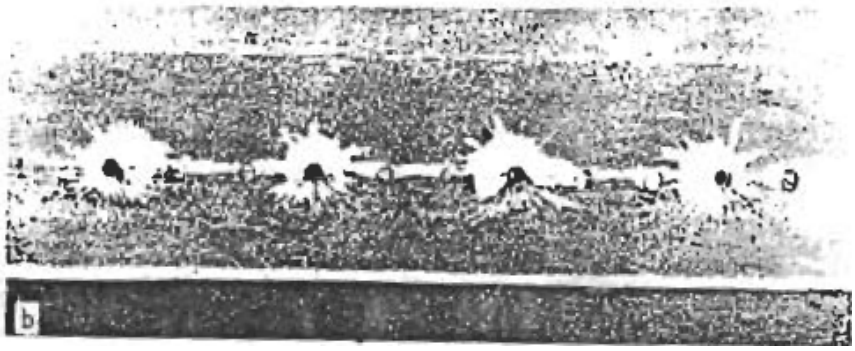
چگونگی شکافها و صافی سطح سنگ درجا تا حد زیادی تابع آرایش چالها می‌باشد. اگر فاصله چالها در هر ردیف را به S و فاصله دو ردیف متوالی را به B نشان دهیم مناسب‌ترین آرایش $\frac{S}{B} \leq 0.8$ است.





شکستگی جدار تونل در جائی که $\frac{S}{B}=2$ می‌باشد.

ملاحظه می‌شود که سطح سنگ درجا چقدر ناصاف است.



تولید شکاف بین چالهای متوالی در جائی که $\frac{S}{B}=0.5$ *می‌باشد.*

در این شکل می‌بینیم که شکافها از هر چال به چال بعدی منتقل شده و سطح سنگ درجا صاف در می‌آید. البته در این شکل از هر سه چال یکی را خرج‌گذاری کرده‌ایم، اما اگر هر سه چال را هم خرج‌گذاری می‌کردیم سطح به دست آمده خیلی صافتر از حالت قبلی می‌بود. فاصله چالها از هم حدود ۳۰ سانتیمتر و

فاصله هر دو چال خرج‌گذاری شده حدود ۶۰ سانتیمتر می‌باشد. چالهای خالی وجودشان مخصوصاً در محل‌های منحنی لازم است.

محاسبه آرایش چالها

برای محاسبه آرایش چالها ابتدا بر اساس انتقال انرژی از ماده منفجره به سنگ عمل می‌کنیم. فرض کنیم آتشباری در تونل صورت می‌گیرد.

مشخصات کار به قرار زیر است:

- قطر چال: $\varphi_h = 51$ میلیمتر
- نوع خرج : Profil x با قطر ۲۵ میلیمتر
- انرژی مخصوص: $E_e = 2.66 \quad Mj/Kg$
- امپدانس: $I_c = 3.89\times10^6 \quad Kg/m^2.Sec$
- نوع سنگ: سنگ آهک با امپدانس $I_r = 10.40\times10^6 \quad Kg/m^2.Sec$ و انرژی سطحی $E_s = 1.47\times10^{-3} \quad Mj/m^2$

(انرژی لازم برای تولید یک متر مربع سطح جدید)

- بزرگترین بعد سنگ: به فرض ۲۰ سانتیمتر شبیه چالهای تولید

$$\eta_1 = 1-\frac{(I_c-I_r)^2}{(I_c+I_r)^2} = 1-\frac{(3.89-10.40)^2}{(3.89+10.40)^2} = 0.79$$

$$\eta_2 = \frac{1}{e^{\frac{\varphi_h}{\varphi_c}}-1.72} = \frac{1}{e^{2.04}-1.72} = 0.17$$

- چونکه میزان شکستن سنگ در هر دو حالت چالهای عمومی و چالهای کناری یکسان است پس درصد انرژی منتقل شده به سنگ بابت خرد کردن سنگ در این حالت نیز ۱۵٪ است.

$$\eta_3 = 0.15$$

$$S = \frac{64}{D_M} = \frac{64}{0.2} = 320\frac{m^2}{m^3}$$

- مقدار خرج ویژه q برابر می‌شود با:

$$q = \frac{S.E_s}{\eta_1.\eta_2.\eta_3.E_e}$$

$$q = \frac{320 \times 1.47 \times 10^{-3}}{0.79 \times 0.17 \times 0.15 \times 2.66} = 8.78 \qquad Kg/cm^3$$

- از آنجا که وزن یک متر خرج مصرفی *Profil x* برابر ۵۰۰ گرم می‌باشد.

$$B = \sqrt{\frac{q_1}{0.8q}} = \sqrt{\frac{0.5}{0.8 \times 8.78}} = 0.37$$

$$S = 0.8B = 0.21$$

- آرایش $37^{cm} \times 21^{cm}$ از نظر عملی قابل قبول نیست زیرا با وجود قطر ۵۱ میلیمتر برای چالها و فاصله $B = 21^{cm}$ امکان انتقال انفجار از چالهای اصلی به چالهای کناری می‌باشد.

- برای کم کردن مصرف خرج و در نتیجه کاهش تعداد چالها فرض می‌کنیم که بزرگترین ابعاد سنگ شکسته شده برابر B باشد. $D_M = B$

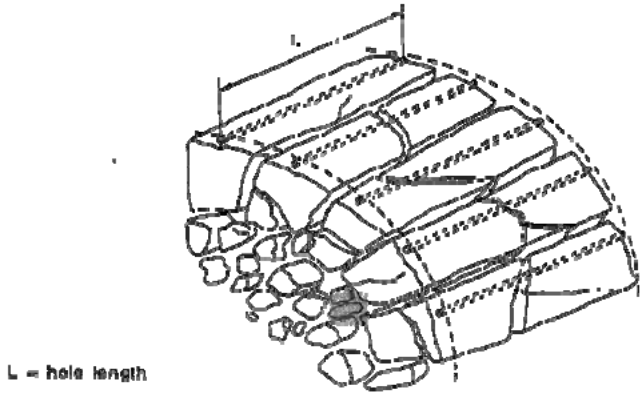
- لذا خرج ویژه برابر می‌شود با :

$$q = \frac{1.47 \times 10^{-3}}{0.79 \times 0.17 \times 0.15 \times 2.66} \times \frac{64}{B} = \frac{1.76}{B}$$

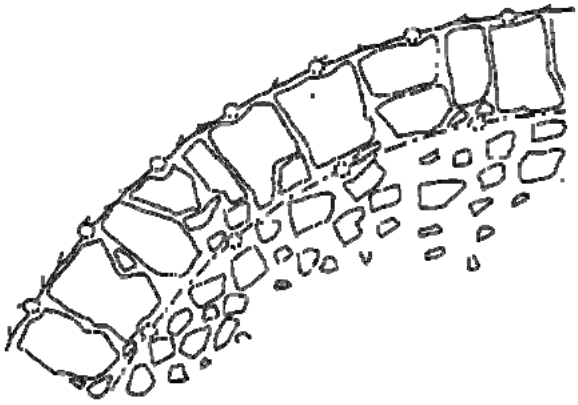
$$B = \sqrt{\frac{0.5}{0.8 \times \frac{1.76}{B}}}$$

$$B = 0.36$$

$$S = 0.8B = 0.29$$



ایجاد شکاف در سنگ - روش Smooth Blasting



مقایسه ابعاد سنگهای حاصل از انفجار چالهای اصلی و چالهای کناری در روش
Smooth Blasting

مثال:

در حالتی که قطر چال ۵۱ میلیمتر باشد، بر اساس روابط فوق خواهیم داشت:

$$\varphi_h = \frac{51}{1000}$$ متر

$$S = (15 \approx 20) \times \frac{51}{1000} = 0.77 \approx 1.02$$ متر

$$B = 1.25(0.77 \approx 1.02) = 0.96 \approx 1.28$$ متر

در این جدول مقادیر S و B در آتشباری .S.B در تونل برای دو نوع سنگ و بر اساس رابطه بین فشار وارده به سنگ و مقاومت کششی آن داده شده است. در این جدول نوع خرج مصرفی Profile X می‌باشد.

- مقاومت کششی سنگ تابع دانه‌بندی، ساخت، ترکیب مینرالوژیکی و جهت فشار وارده بوده و ممکن است مقاومت کششی یک نوع سنگ در شرایط مختلف خیلی متغیر باشد، لذا برای محاسبه S و B بر اساس فرمول اخیر باید مقاومت کششی سنگ را در شرایط مورد نظر آزمایش کرد.
- ملاحظه شد که آرایش چالها بر اساس محاسبات انجام شده می‌تواند خیلی متغیر باشد. اگر از فرمولهای ارائه شده استفاده می‌شود شایسته است که اعداد به دست آمده مبنای تجربه قرار گیرند و فواصل حقیقی آرایش چالها پس از تجارب متعدد تعیین گردد. بهر حال برای حسن ختام جداولی حاصل از نتایج عملی آتشباری توسط سازندگان مواد منفجره مختلف ارائه می‌گردد.

آرایش چالها در آتشباری تونلها

مشخصات چالها / ارائه کننده	قطر چال میلیمتر	قطر خرج میلیمتر	غلظت خرج Kg/m	S متر	B متر
Du Pont	۳۲	–	۰/۳۸–۰/۱۸	۰/۶	۰/۹
	۵۱	–	۰/۳۸–۰/۱۸	۰/۷۵	۱/۰۵
نیتروژوبل	۳۲–۲۵	۱۱	٪۷	۰/۳۵	۰/۴۵
	۴۳–۲۵	۱۷	۰/۱۶	۰/۶–۰/۵	۰/۸–۰/۷
	۵۱–۴۸	۱۷	۰/۱۶	۰/۷–۰/۶	۰/۹–۰/۸
	۴۸	۲۲	۰/۳	۰/۸	۱
	۶۴	۲۲	۰/۳۶	۰/۹–۰/۸	۱/۱–۱
برخی ارقام عملی	۳۲	۱۷	۰/۲۲	۰/۶–۰/۴	۰/۷۵–۰/۵۵
	۵۱	۲۵	۰/۵۰	۰/۹–۰/۶۵	۱/۲۰–۰/۸۰

آرایش و خرج‌گذاری چالها در روش Smooth Blasting

قطر چال میلیمتر	قطر خرج میلیمتر	تراکم خرج کیلوگرم در متر	فاصله چال ها از هم متر	بار سنگ 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	۱/۳۳	۱/۵–۱/۳	۲–۱/۸

بهترین نتیجه از انفجار زمانی حاصل می‌شود که تمامی طول چال خرج‌گذاری شود و حداقل تراکم خرج در آتشباری ($S.B$) مطابق جدول زیر باشد.

حداقل تراکم خرج در آتشباری

قطر چال (میلیمتر)	حداقل خرج (کیلوگرم در متر)
۳۲	۰/۱۰
۲۸	۰/۱۵
۴۵	۰/۲۰
۵۱	۰/۲۵
۶۴	۰/۴۰
۷۶	۰/۵۵
۸۹	۰/۷۰
۱۰۲	۰/۹۰

- بستن دهانه چال در صورتی انجام می‌گیرد که در اثر انفجار تأخیری امکان پرتاب خرج در برخی از چال‌ها به بیرون چال وجود داشته باشد.
- این روش آتشباری مهار شده برای سنگهای نسبتاً مقاوم مناسب است.

انفجار

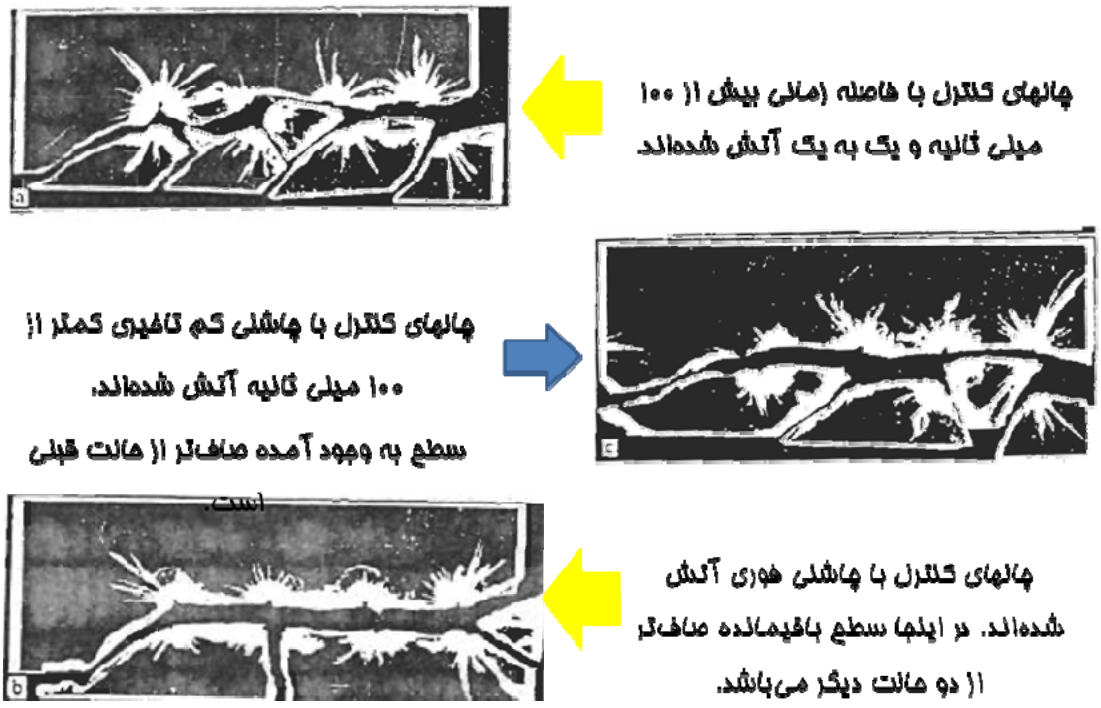
به طور کلی دو دسته چال باید منفجر شوند.

- ابتدا چال‌های تولید که قسمت عمده عملیات را از نظر حجم کار تشکیل می‌دهند.
- سپس چالهای کنترل منفجر خواهند شد.

بهتر است انفجار چالهای کنترل فوری باشد و برای این کار از چاشنی برقی یا فتیله انفجاری استفاده می‌شود، در صورتیکه بنا به ملاحظاتی مثل لرزش زمین، بخواهیم از مقدار خرجی که هر بار منفجر می‌شود

بکاهیم می‌توان چالهای کنترل را با تأخیر منفجر نمود. در چنین وضعیتی فاصله زمانی تأخیر باید کمتر از ۱۰۰ میلی ثانیه باشد.

برای مقایسه سطح نهایی پس از انفجار چالهای کنترل چند شکل در ادامه آورده شده است.



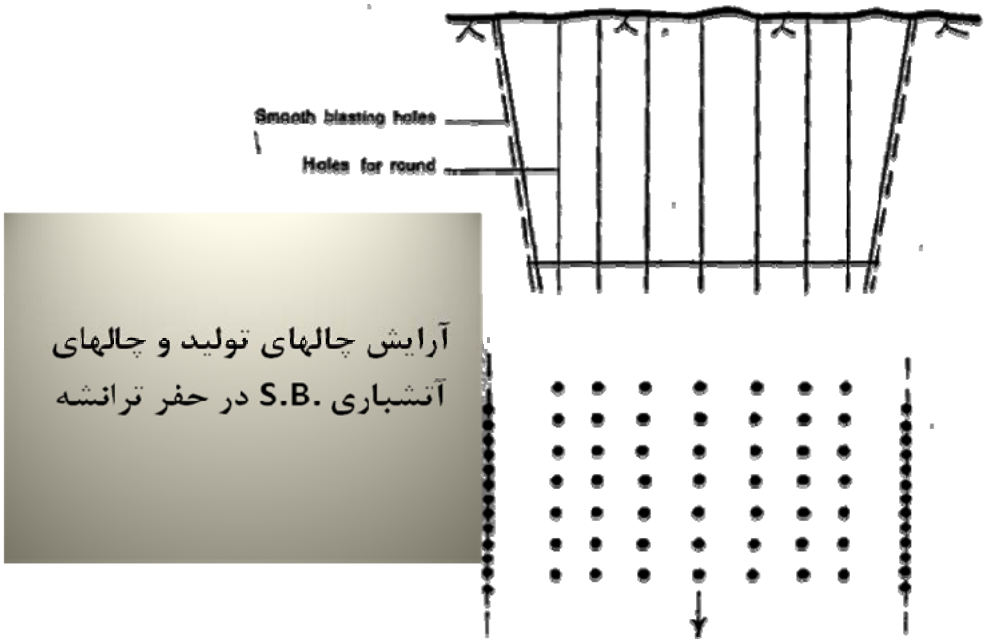
- برای محافظت چالهای .S.B، ردیف آخر چالهای تولید مرسوم به چالهای ضربه‌گیر که به چالهای کنترل نزدیک‌اند باید طوری خرج‌گذاری شوند که انفجار آنها به چالهای کنترل لطمه نزند. جدول زیر می‌تواند در این مورد راهنما باشد.

خرج گذاری ردیف چالهای نزدیک به چالهای کنترل (چالهای ضربه‌گیر)

قطر چال (میلیمتر)	خرج ته چال (گرم)	خرج میان چال (گرم)
۳۰	۳۰۰	۴۰۰
۴۰	۴۵۰	۶۰۰
۵۰	۷۵۰	۱۰۰۰

آتشباری در حفر ترانشه

- چالهای اصلی حفر تراشه به صورت قائم حفر می‌شوند و چالهای کناری که سطح شیبدار و نهائی دیواره ترانشه را به وجود می‌آورند به صورت مایل و نزدیک بهم حفر می‌گردند.
- چالهای کناری پس از انفجار چالهای اصلی آتش می‌شوند. وجود خرج ته چال در چالهای کناری لازم است و مقدار آن تابع عمق چال و طراحی چالها است. هر چه چال عمیق‌تر باشد به مقدار خرج ته چال افزوده می‌شود و بهر حال از بکارگیری مواد منفجره خیلی فوری باید خودداری کرد. خرج ته چال برای چال ۸ متری حدود ۴۰۰ گرم است.
- نظر به اینکه ممکن است در اثر انفجار چالهای اصلی، خرج چالهای کناری به بیرون پرتاب شود دهانه چالهای کناری را با در پوش مطمئن می‌بندند. همچنین آخرین ردیف چالهای اصلی که در واقع نزدیکترین ردیف به چالهای کناری هستند باید به نحوی خرج‌گذاری شوند که انفجار آنها موجب لطمه زدن به چالهای کناری نشود.
- از محاسن آتشباری کنترل شده .S.B این است که حفظ سقف به وسائل نگهداری کمتری نیاز دارد و از معایب آن این است که در همه نوع سنگی کاربرد ندارد.



Cushion Blasting

این روش با نامهای *Trimming*، *Slabbing*، *Slashing* نیز معرفی شده است و مثل روش *S.B.* تعدادی چال در حد نهایی محدوده انفجار حفر می‌شود. در روش S.B. بین خرج و دیواره چال فاصله وجود دارد؛ در روش *C.B.* این فاصله با خرده ریزه‌های حفاری پر می‌شود.

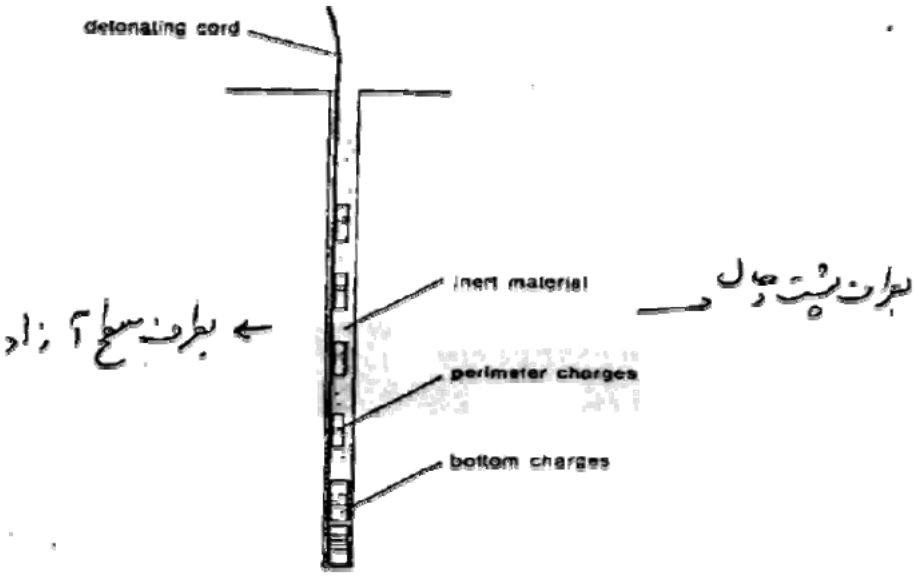
جزئیات اجرای کار به قرار زیر است:

- تعدادی چال قائم یا نزدیک به قائم در محدوده منطقه مورد نظر حفر می‌کنند. قطر چال‌ها بسته به شرایط از ۵۱ میلیمتر (۲ اینچ) تا ۱۶۶ میلیمتر (۶/۵ اینچ) می‌باشد. حفر این چالها می‌تواند پس از انفجار چال‌های تولید یا همزمان با حفر چال‌های تولیدی صورت گیرد ولی انفجار آنها باید پس از انفجار چال‌های تولید انجام پذیرد.
- برای خرج‌گذاری فشنگهای دینامیت را یک به یک به کمک ریسمان به فتیله انفجاری می‌بندند. قطر فشنگها نصف قطر چال و فاصله فشنگها از هم ۳۰ تا ۶۰ سانتیمتر می‌باشد.
- نظر به اینکه مقاومت سنگ در مقابل شکسته شدن در ته چال بیش از سایر جاهای چال می‌باشد، خرج ته چال ۲ تا ۳ برابر خرج میان چال در نظر گرفته می‌شود.
- فتیله انفجاری حامل فشنگهای دینامیت را وارد چال نموده و خرج ته چال را با سنبه چوبی می‌فشارند سپس مقداری پودر سنگ روی آن ریخته و سر دیگر فتیله انفجاری را طوری می‌کشند که فشنگ‌های دینامیت رو به طرف سطح آزاد دیواره چال بچسبد.
- فتیله انفجاری و فشنگهای دینامیت را در این حالت نگه داشته و تدریجاً پودر سنگ یا خرده ریزه‌های حفاری را داخل چال می‌ریزند تا بقیه فضای چال را پر کند. منظره این چال پس از خرج‌گذاری شبیه چال‌های با خرج‌گذاری چند مرحله‌ای (Deck loading) است.
- طول گل‌گذاری یا انسداد چال معادل ۱۰ تا ۲۵ برابر قطر چال می‌باشد.
- انفجار چالهای آتشباری (C.B.) پس از انفجار چالهای تولید صورت می‌گیرد.

- برای آرایش و خرج‌گذاری در چال می‌توان از جدولی به عنوان الگوی شروع کار استفاده کرد. بدیهی است که ارقام مندرج در این جدول میانگین اعداد به دست آمده حاصل از تجربه می‌باشد و در هر مورد بایستی این اعداد به کمک آزمایشهایی تعدیل شوند.

Cushion blasting loading.

بستن دینامیت به فتیله انفجری برای آتش کاری (C.B)



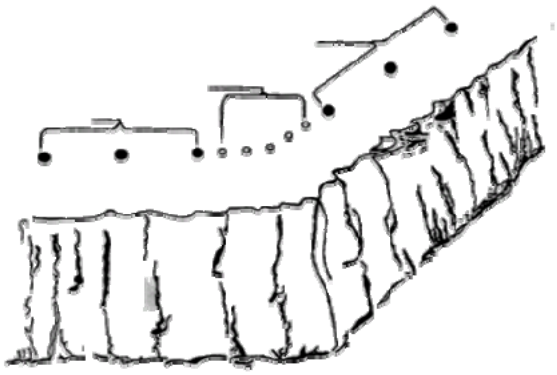
خرج‌گذاری در چال در آتشباری (C.B)

آرایش و خرج‌گذاری چال در آتشباری **Cushion Blasting**

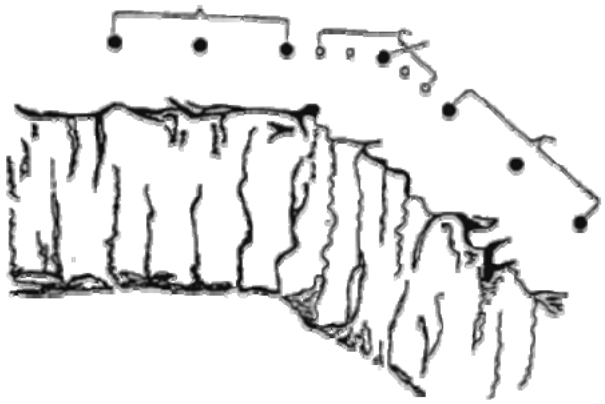
قطر چال میلیمتر	تراکم خرج	طول گل‌گذاری متر	S متر	B متر
۶۴-۵۱	۳۸/۰-۱۲/۰	۲۰/۱	۹/۰	۲۰/۱
۸۹-۷۶	۷۵/۰-۲۰/۰	۵۰/۱	۲۰/۱	۵۰/۱
۱۱۵-۱۰۲	۱۲/۱-۳۸/۰	۸/۱	۵۰/۱	۸۰/۱
۱۴۰-۱۲۸	۵/۱-۱۲/۱	۱/۲	۸/۱	۱/۲
۱۶۶-۱۵۳	۲۵/۲-۵۰/۱	۷/۲	۱/۲	۷/۲

- ✓ حداکثر عمق چالها در این روش بستگی به دقت حفاری چالها در یک صفحه و یک امتداد داشته که بدین منظور و برای افزایش عمق چالها و افزایش دقت می‌توان از چالهای با قطر بزرگتر استفاده نمود.
- ✓ البته افزایش قطر چالها دارای محدودیت بوده و طبق تجربیات حاصله، افزایش قطر آنها به بیش از ۶ اینچ باعث ناهموار شدن دیواره نهایی حاصله خواهد گشت. چال تا عمق ۳۰ متر با روش آتشباری .C.B بکار رفته است.
- ✓ در صورتیکه از نظر اقتصادی حفر چالهای قطورتر برای دسترسی به عمق بیشتر با صرفه نباشد، می‌توان از روش پله‌سازی (تبدیل مقطعی از یک پله به دو یا سه پله) استفاده نمود.
- ✓ هنگامیکه از روش .C.B در محلهای مدور و یا گوشه‌های پله استفاده می‌شود باید فواصل چالهای کنترل به یکدیگر نزدیکتر شود. همچنین در این موارد می‌توان با حفر چالهای کمکی (چالهای اضافی که معمولاً بین چالهای دیگر بسته به وضعیت موجود حفر می گردد) به بهبود نتایج حاصله کمک نمود.
- ✓ همانطور که در شکل روبرو نشان داده شده است در صورتیکه زاویه گوشه‌های بلوک مورد آتشکاری، ۹۰ درجه باشد باید ترکیبی از روش .C.B و سایر تکنیکهای آتشباری مورد استفاده قرار گیرد.

- ✓ در این شکل ترکیبی از روش مورد بحث و تکنیک L.D (در حقیقت همان چال‌های کمکی) جهت حصول نتیجه مطلوب، استفاده گردیده است. فاصله‌ای که در آن چال خالی حفر می‌شود نیم تا یک متر از طرفین گوشه کار می‌باشد.



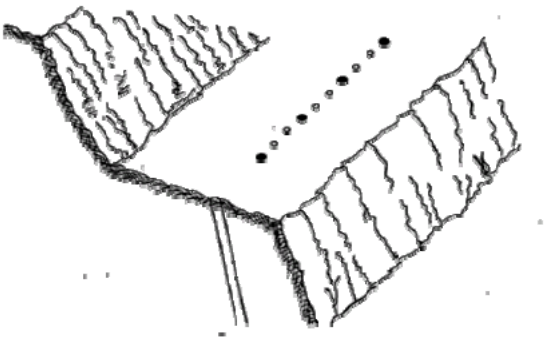
حفر چال خالی در سربیچ ها در آتشباری C.B.



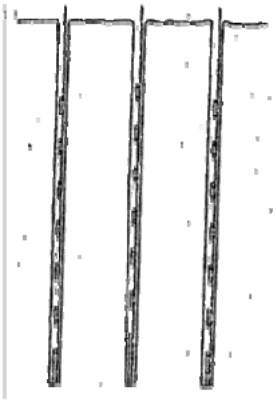
حفر چال خالی و چال خرج‌گذاری شده
در سربیچ ها در آتشباری C.B.

- ✓ هنگامیکه فقط قسمت بالای بلوک مورد آتشباری هوازده باشد کافی است که چالهای کمکی تا عمق سنگ هوازده حفر گردند. اجرای این روش برای پله‌های اولیه معدن که احتمال عقب‌زدگی در آنها بیش از پله‌های عمیق‌تر می‌باشد توصیه می‌شود.
- ✓ طبق تجارب انجام شده در سنگ همگن با گل‌گذاری ۶۰ تا ۹۰ سانتیمتر و خالی گذاشتن فاصله بین فشنگ‌های دینامیت می‌توان به نتایج مطلوب در آتشباری C.B. دست یافت.

- ✓ برای جدا نگهداشتن فشنگهای دینامیت از یکدیگر یا در چال لوله‌های تو خالی بین آنها قرار می‌دهند و یا اینکه آنها را به فیتله انفجاری می‌بندند.
- ✓ با انجام این عمل هوای موجود بین خرج و دیواره چال، آتشباری را مهار کرده و موجب عدم عقب‌زدگی خواهد شد. اما این خطر نیز وجود دارد که در صورت وجود درزه یا شکاف یا هر نقطه ضعیفی شبیه آن گازهای حاصل از انفجار از چال خارج شده و امکان ایجاد صفحه برش کاهش پیدا کند و چه بسا که گازها به داخل پله مورد نظر نیز نفوذ نموده و باعث خرد شدگی و عقب‌زدگی در دیواره نهایی گردد.
- ✓ لذا همانطور که ذکر شد روش فوق برای سنگهای همگن و سخت که دارای هیچ گونه شکستگی و صفحه ضعیفی نیستند قابل اجرا بوده و در ساختارهای غیر همگن حتماً باید فضای بین خرجهای مصرفی به طور کامل پر گردد که بدین منظور بعد از وصل نمودن دینامیتها به ریسمان و کار گذاشتن آنها در داخل چال، پودر سنگ حاصل از ماسه یا خرده ریزه‌های حفاری و یا هر ماده‌ای که به راحتی قابل جریان یافتن در داخل چال باشد به داخل چال ریخته می‌شود.
- ✓ از راههای دیگر بهبود نتایج حاصله از این روش، انجام خرج‌گذاری چالها به صورت یک در میان می‌باشد. در این روش در چالهای متوالی خرجها مقابل یکدیگر قرار نگرفته و در وسط فاصله خرجهای چال مجاور قرار داده می‌شوند (به عنوان تشبیه می‌توان از روش آرایش چالها به صورت متوازی الاضلاع نام برد).
- ✓ آتشباری . $C.B$ علاوه بر چالهای قائم در چالهای شیبدار نیز می‌تواند به نحو مطلوبی رضایت‌بخش باشد اما تنها اشکال عمده موجود در چالهای شیبدار اجرای خرج‌گذاری می‌باشد، به نحوی که فشنگ خرج به طرف سطح آزاد به دیواره چال بچسبد.
- ✓ یادآور می‌شود که در هر دو حالت حفظ امتداد چال بسیار اهمیت دارد.



ترکیب چال خالی و چال خرج‌گذاری شده
در آتش کاری .C.B



طریقه خرج‌گذاری چالهای کنترل
در آتش کاری.C.B

مزایای روش Cushion Blasting

- افزایش فاصله چالها از یکدیگر و در نتیجه کاهش هزینه‌های حفاری
- حصول نتایج مطلوب در ساختارهای تحکیم نیافته (هوازده، شکسته شده)
- با توجه به اینکه در این روش ابتدا چالهای تولید منفجر شده و مواد حاصله بارگیری و حمل می‌گردند، با بررسی وضعیت زمین شناسی دیواره جدید حاصل شده از انفجار چال‌های تولید می‌توان نسبت به نحوه خرج‌گذاری چالهای .C.B اقدام نمود که بدین ترتیب از میزان خطا در عمل کاسته خواهد شد.
- با افزایش قطر چالها امکان حفر آنها در یک صفحه و یک امتداد ساده‌تر و عملی‌تر بوده و می‌توان عمق چالها را بدینوسیله افزایش داد.

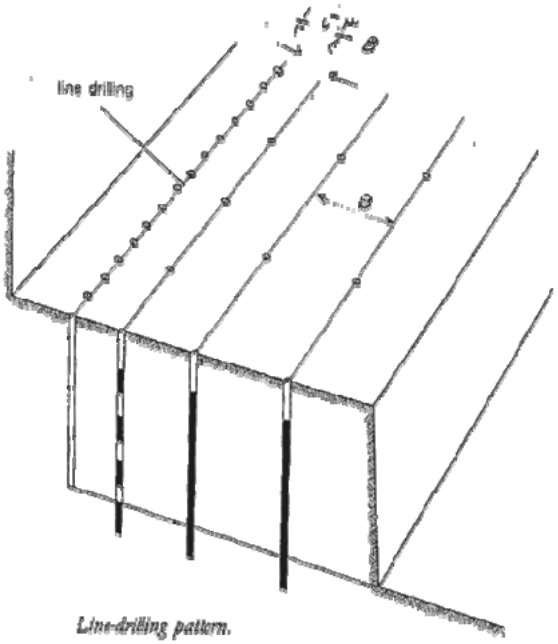
معایب روش Cushion Blasting

- قبل از انفجار چالهای .C.B باید اقدام به انفجار، بارگیری و حمل مواد بلوک استخراجی نمود که در نتیجه بر هزینه‌های آتشباری، بارگیری و حمل و نقل بلوک که طی دو مرحله باید صورت پذیرد افزوده خواهد گشت.
- در گوشه‌های ۹۰ درجه، این روش به تنهایی قابل اجرا نبوده و باید با تکنیکهای دیگر آتشباری مهار شده نظیر Line – drilling تلفیق گردد.
- چون اغلب، عقب‌زدگی و خردشدگی ناشی از انفجار چالهای تولید در خارج از محدوده بلوک مورد آتشباری به وقوع می‌پیوندد، بارسنگ ردیف چالهای .C.B یکنواخت باقی نمانده و خرج‌گذاری چالهای این ردیف یکنواخت و مشابه نخواهد بود. لذا باید در این زمینه دقت کافی که خود مستلزم صرف وقت و هزینه بیشتری است مبذول گردد تا نتیجه مورد نظر عاید شود.

Line drilling

- در این روش تعدادی چال خیلی نزدیک بهم در پیرامون محدوده مورد نظر حفر می‌کنند، آرایش و خرجگذاری چالهای اصلی و کناری و کاربرد این روش به قرار زیر است:
- قطر چال‌های کناری ۵۱ تا ۷۶ میلیمتر است. چالهای با قطر بیش از ۷۶ میلیمتر به ندرت بکار برده می‌شود، زیرا در این صورت فاصله‌شان از هم زیاد می‌شود و همین امر تولید سطح شکست را با اشکال مواجه می‌سازد.
- فاصله چالهای خالی (کناری) از هم ۲ تا ۴ برابر قطر چال یعنی حدود ۱۰ تا ۳۰ سانتیمتر است.
- چالهای کناری خرجگذاری نمی‌شوند، اما اگر از هر چند تا یکی را خرجگذاری و منفجر کنیم ممکن است نتیجه کار رضایتبخش‌تر باشد.
- آن مقدار از عمق چال مفید است که کاملاً موازی هم حفر شده باشد لذا حفظ امتداد چال در موقع چالزنی بسیار اهمیت دارد.

- امواج حاصل از انفجار هنگام رسیدن به ردیف چالهای خالی منعکس شده و علاوه بر اینکه به توده باقیمانده لطمه‌ای نمی‌زند، موجب بهتر خرد شدن سنگ نیز می‌گردند.



آرایش و خرجگذاری چالها در آتشکاری چال خالی

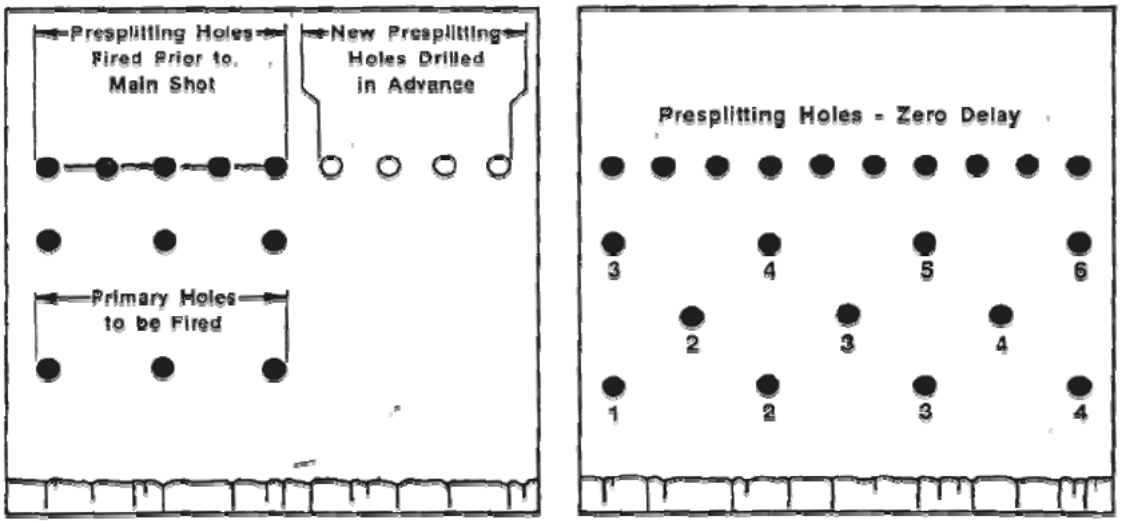
فاصله چالها در آخرین ردیف چالهای تولید (چال ضربه‌گیر) که نزدیکترین ردیف به چالهای کنترل است، کمتر از سایر چالهای اصلی می‌باشد.

- فاصله آخرین ردیف چالهای اصلی (چال ضربه‌گیر) از چالهای کناری ۵۰ تا ۷۵ درصد فاصله ردیفهای چالهای اصلی از یکدیگر است و معادل ۵۰٪ چالهای تولید خرجگذاری می‌شوند.
- به دلیل اینکه تعداد چال زیاد می‌باشد، هزینه این روش آتشکاری نیز زیاد است.
- برای اینکه دیواره نهایی کمتر آسیب ببیند بهتر است چالهای ضربه‌گیر پس از چالهای تولید و با چاشنی کم تأخیری آتش شود.
- این روش در جایی بکار برده می‌شود که حتی مواد منفجره ضعیف در سایر روشهای آتشکاری کنترل شده به دیواره نهایی لطمه بزند.
- روش چال خالی در سنگ کم مقاومت بهتر از سنگهای مقاوم نتیجه می‌دهد.

- به علت بالا بودن هزینه حفر چال، این روش در جاهایی به کار می‌رود که مصمم باشیم کمترین لطمات ممکن به محیط اطراف وارد شود، مثل آتشکاری در مناطق مسکونی و نظائر آن.
- بهترین نتیجه از روش آتشکاری چال خالی زمانی حاصل می‌شود که در سنگ همگن با حداقل درزه و شکاف و یا هر گونه صفحه ضعیف دیگری انجام شود.
- در صورت وجود ناپیوستگی در توده سنگ مورد عمل، تمرکز تنش برشی در امتداد ردیف چالهای کنترل (چال خالی) ایجاد شده و در نتیجه از حصول نتیجه مناسب جلوگیری خواهد شد. بنابراین لایه‌های نازک رسوبی و سنگهای متامورفیک تحکیم نیافته با اجرای این روش نتیجه مطلوبی به دست نخواهد داد، حتی اگر چالهای خالی عمود بر آنها حفر شوند.

Presplitting /Preshearing

- پیش شکافی یعنی بوجود آوردن شکاف در پیرامون محدوده سنگ قبل از انفجار چالهای اصلی و در بعضی موارد قبل از حفر چالهای اصلی. با اجرای عمل پیش شکافی یک شکاف بین سنگ مورد استخراج و توده سنگ ایجاد می‌شود.
- پیش شکافی در کارهای روباز و احتمالاً زیرزمینی قابل اجرا است. چالهای پیش شکافی (چالهای کناری) برعکس چالهای Smooth Blasting، **۵۰ میلی ثانیه یا بیشتر قبل از چالهای اصلی آتش می‌شود**. بهر حال فاصله زمانی انفجار بین چالهای کنترل و چالهای ضربه‌گیر باید ۲۰۰ میلی ثانیه یا بیشتر باشد.
- مشخصات سنگ مثل سختی، شکنندگی، وجود درزه و شکاف از عواملی هستند که در اجرای پیش شکافی مؤثرند. وجود شکاف مانع از لرزش زمین در برابر انفجار چالهای اصلی می‌شود، لذا در آتشکاری چالهای اصلی می‌توان تعداد تأخیرها را کم کرده و خرج هر تأخیر را بالا برد.



نوبت انفجار چالهای تولید و چالهای پیش شکافی

آرایش چالها در پیش شکافی

در آتشکاری پیش شکافی موارد زیر مورد توجه‌اند:

- هدف از آتشکاری پیش شکافی جدا کردن سنگ مورد آتشکاری از توده سنگ اصلی با تشکیل یک شکاف بین این دو می‌باشد.
- تعدادی چال موازی و نزدیک بهم در پیرامون محدوده مورد نظر حفر می‌شود.
- قطر چال (φ_h) بیش از قطر خرج مصرفی (φ_c) می‌باشد.
- کیفیت سنگ مهمترین عامل تعیین کننده در آرایش چالها و مقدار خرج چال است.
- در چالهای پیش شکافی خرج نباید با دیواره چال در تماس باشد. $\varphi_h \geq 2\varphi_c$
- چالهای پیش شکافی بهتر است همزمان آتش شوند و اگر لرزش مورد توجه می‌باشد بایستی انفجار کم تأخیری انجام گیرد.
- در هر صورت چالهای تولید بعد از چالهای پیش شکافی آتش می‌شوند و این کار با چاشنیهای تأخیری یا کم تأخیری میسر است، چنانچه انفجار چالهای تولید با فاصله زمانی زیادی نسبت به چالهای کنترل انجام گیرد در اثر فروریزی خرده سنگ به درون شکاف ایجاد شده کارآیی آن در جلوگیری از انتقال ضربات حاصل از انفجار به قسمت سنگ بکر کاهش می‌یابد که این امر اثر نامطلوبی در نتیجه انفجار دارد.

- اگر از فتیله انفجاری در خرجگذاری استفاده می‌شود، باید تمام فشنگهای موجود در چال با فتیله تماس داشته باشد.
- بر اساس تئوری پیش شکافی که به آن اشاره شده، مهمترین عامل مورد نیاز توسعه فشار گاز به طور همزمان و یکنواخت در هر یک از چالهای ایجاد کننده شکاف اولیه است و به این منظور می‌توان از چاشنی‌های الکتریکی فوری یا کم تأخیری استفاده کرد.
- در صورت طولانی بودن مدار و به منظور جلوگیری از لرزش زمین می‌توان هر چند چال را با فتیله انفجاری بهم بست و سپس آنها را با چاشنی‌های الکتریکی کم تأخیری آتش نمود.
- چالهای تولید نیز باید بعد از چالهای پیش شکافی آتش شوند تا سنگ معدن خرد شده و با تجهیزات مکانیکی از محل دور شوند. بدیهی است که این انفجار نباید تأثیری بر روی شکاف اصلی ایجاد شده و شیب طراحی شده داشته باشد.
- *این امر تابع نوع مواد منفجره، روش خرجگذاری و مشخصات سنگ می‌باشد.* چالهای ضربه‌گیر که نزدیکترین چالهای تولید به شکاف هستند نقش مهمی در حفاظت آن بر عهده دارند و این چالها باید دارای خرج کمتری نسبت به سایر چالهای تولید باشند.
- برای جلوگیری از هر گونه صدمه مکانیکی به شیب طراحی شده، انتقال مواد خرد شده از جبهه کار بایستی با دقت انجام شود. کارهای تکمیلی برای تقویت پایداری شیب ایجاد شده نیز که قرار است طبق طرح بر روی جبهه کار باقیمانده (شیب طراحی شده) انجام شود بهتر است که توأم با عمل انتقال مواد انجام شود، زیرا چنانچه تمام جبهه کار به طور کامل از مواد خرد شده تخلیه شود امکان دستیابی به قسمتهای مرتفع جبهه کار وجود نخواهد داشت.
- حفاری و انفجار با استفاده از آتشکاری پیش شکافی در مناطق مسکونی باید به صورتی اجرا شوند که ناپایداریهای القاء شده به دیواره نهایی به حداقل برسد. اگر هیچ نوع ناپیوستگی‌های عمده طبیعی وجود نداشته باشد، روش پیش شکافی اجرا می‌شود. چنانچه در این سنگها ناپیوستگی‌های عمده طبیعی وجود دارد که جهت و امتداد آنها تقریباً به موازات جهت و امتداد دامنه‌ای است که

قرار است ایجاد شود، از این ناپیوستگی‌ها می‌توان به عنوان شکافهای طبیعی اولیه استفاده کرد و از کاربرد روش پیش شکافی خودداری نمود.

- هنگامی که در سنگهای هوازده یا شکسته شده آتشکاری پیش شکافی اجرا می‌شود بهتر است تعدادی چال کمکی بین چالها حفر شود. عمق چالهای کمکی بسته به عمق شکستگی یا هوازدگی توده سنگ تا حداکثر عمق چالهای کنترل می‌باشد. در چنین سنگهایی میزان خرج مصرفی در چالهای کنترل نیز یکسان می‌باشد.
- یادآوری: چالهای پیش شکافی باید قبل از چالهای تولید آتش شوند. فاصله زمانی بین انفجار چالهای پیش شکافی و چالهای تولید حدود ۵۰ میلی ثانیه است و اجرای آن با چاشنی‌های مختلف به خوبی میسر است. اگر به عللی چالهای تولید با فاصله زمانی نسبتاً زیاد پس از چالهای پیش شکافی آتش شوند، به مرور زمان ممکن است خرده ریزه سنگ در اثر ریزش دیواره سنگ یا بوسیله آب وارد شکاف شده و کارآیی آن را به منزله سپری در انتقال امواج ناشی از انفجار کاهش دهد. این امر مخصوصاً در سنگهایی که احتمال ریزش آنها در شکاف می‌باشد باید به طور خاص مورد توجه قرار گیرد.
- در صورتیکه فاصله چالها از یکدیگر و میزان خرج مصرفی در درون این چال‌ها به اندازه مناسب در نظر گرفته شود، برش مورد نظر بین چالهای پیش‌شکافی به طور کامل و با عرض کم تشکیل شده و بدینوسیله هنگام انفجار چالهای اصلی تولید، از عبور امواج به خارج از سنگ مورد آتشکاری و نهایتاً صدمه به توده سنگ باقیمانده جلوگیری به عمل خواهد آمد.
- در چالهای پیش شکافی خرج نباید با دیواره چالها در تماس باشد و مثل روش S.B از پره‌های پلاستیکی استفاده می‌کنند.
- اگر چند چال خالی مابین چالهای پیش شکافی حفر کنیم به تشکیل شکاف کمک خواهد کرد. در سنگ‌های سخت به جای افزودن مواد منفجره مصرفی داخل چال می‌توان چند چال کمکی حفر کرد و موقع انفجار آنها را خالی نگاه داشت.

- چنانچه گفتیم بین خرج و دیواره چال فضای خالی وجود دارد. اگر توده سنگ مورد آتشکاری درزه‌دار بوده و مواد تشکیل دهنده آن چسبندگی نداشته باشند برای جلوگیری از فرار گازها بهتر است فضای بین خرج و دیواره چال با مواد پر کننده مثل پودر سنگ یا خرده ریزه حفاری پر شود، چنانچه درزه و شکاف نداشته باشد حتی با وجود سطوح لایه بندی لزومی به ریختن مواد باطله در چال نیست.
- عمق چالها بستگی به دقت در حفر و حفظ آنها در یک صفحه و یک امتداد دارد. **انحراف بیش از ۱۵ سانتیمتر چالها از صفحه برش طراحی شده باعث نامطلوب شدن نتایج حاصله خواهد گردید.**
- به طور کلی حداکثر عمق حفاری چال‌های کنترل برای قطر ۲ تا ۵/۲ اینچ (*با در نظر گرفتن دقت لازم در حفاری و جلوگیری از انحراف چالها از امتداد تعیین شده*) در حدود ۱۵ متر می‌باشد. چالهای پیش شکافی تا یک متر پایین‌تر از کف پله حفر می‌شوند.
- از نظر تئوری، طول توده سنگ و حفر چالهای پیش شکافی در پیرامون آن دارای محدودیت نمی‌باشد، ولی در عمل به علت تغییرات زمین‌شناسی سنگها در منطقه باید همواره دقت نمود که ابعاد توده سنگ مورد آتشکاری بگونه‌ای انتخاب شود که وضعیت زمین‌شناسی در طول آن تغییر ننماید. در غیر اینصورت در قسمتهای ضعیف‌تر امکان عقب‌زدگی و سایر لطمات ناشی از انفجار وجود خواهد داشت؛ لذا تعداد محدودی از چالهای پیش شکافی و چالهای تولید آتش شده و بعد از برداشت مواد حاصله و بازدید وضعیت زمین‌شناسی دیواره جدید، اصلاحات لازم در میزان خرجگذاری دیگر چالها انجام خواهد گردید.

ساز و کار بوجود آمدن شکاف در آتشکاری پیش شکافی

برای تولید شکاف بین دو چال متوالی نظریات متفاوتی ارائه شده است:

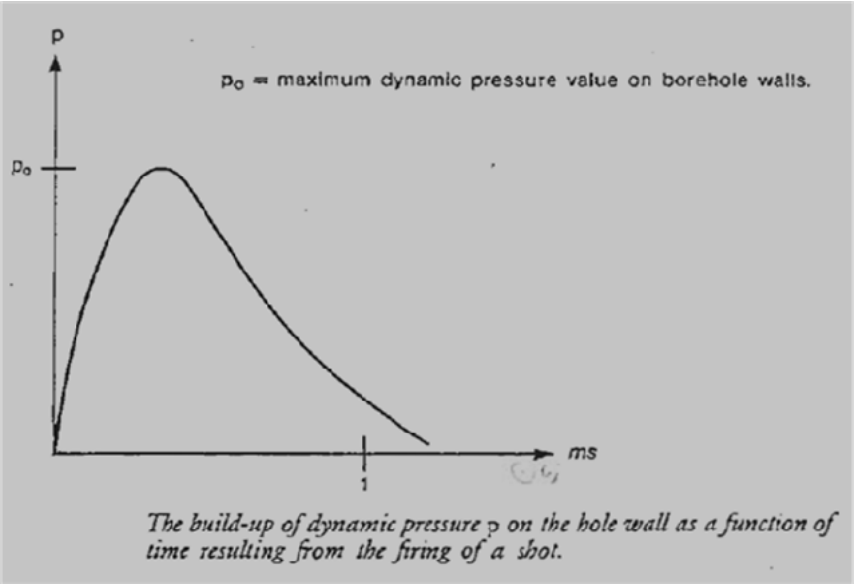
- برخی تولید شکاف را به سبب فشار دینامیک حاصل از انفجار مواد منفجره داخل چال می‌دانند...

- عده‌ای آنرا معلول فشار استاتیک ناشی از انبساط گازها می‌دانند.

آنچه مسلم است هر دو فشار در تولید شکاف نقش دارند، اما به سبب تماس نداشتن خرج با دیواره چال (Decoupling) نقش فشار استاتیک بیش از فشار دینامیک می باشد.

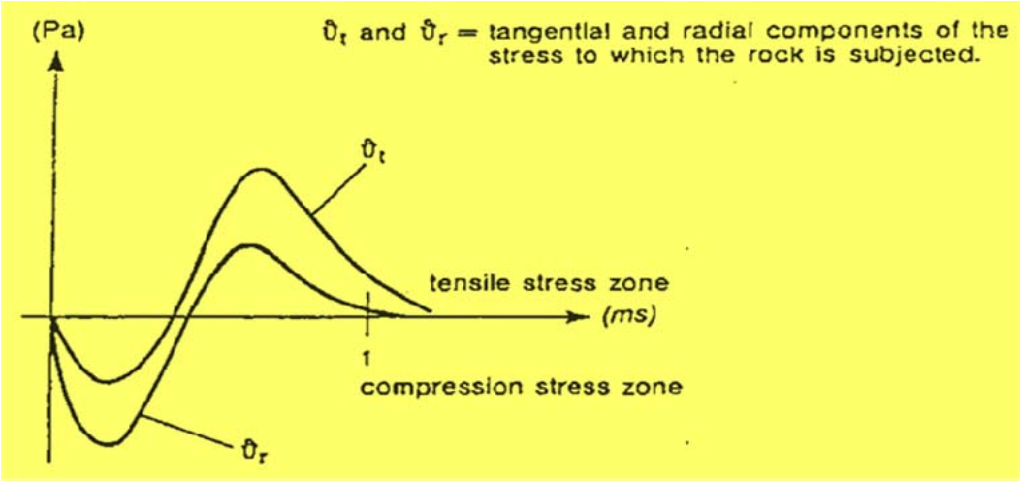
ساز و کار بوجود آمدن شکاف در اثر فشار دینامیک

الف: فشار دینامیک حاصل از انفجار به صورت منحنی زیر بر دیواره چال اثر می‌گذارد. این فشار دارای ماکزیمم P_0 بوده و مدت دوام آن حدود یک میلی ثانیه می‌باشد.



تغییرات فشار دینامیک روی دیواره چال بر حسب زمان

ب: تنش‌های وارد شده به سنگ به صورت مؤلفه‌های شعاعی (v_r) و مماسی (v_t) در مدت زمان یک میلی ثانیه سنگ را تحت تأثیر فشار و کشش قرار می‌دهد.



تغییرات تنش ناشی از موج ضربه در فاصله معین بر حسب زمان

ج: در ناحیه بلافصل چال، تنشهای وارد شده به سنگ به مراتب بیش از مقاومت سنگ است و سنگ در این ناحیه شکسته و کاملاً خرد می‌شود. ناحیه کاملاً خرد شده دارای شعاعی برابر $O_1 A$ می‌باشد. در نقطه A که مرز بین ناحیه کاملاً خرد شده و سنگ سالم است میزان تنش وارد شده به سنگ v_{tr} معادل مقاومت سنگ δ_{tr} خواهد بود.

د: هر چه از منطقه O_1 دورتر شویم تنش وارده به سنگ v_{tr} طبق این فرمول کاهش پیدا می‌کند.

$$v_{tr} = p_o \frac{r_o}{R}$$

Po : فشار ماکزیمم روی دیواره چال

ro: شعاع چال

R: فاصله محل مورد نظر از مرکز چال(O_1)

ه: فرض کنیم دو عدد چال در نقاط O_1 و O_2 به فاصله S از یکدیگر به منظور آتشکاری پیش شکافی خرجگذاری و همزمان منفجر می‌شوند، انرژی حاصل از انفجار این دو چال در نقطه M وسط A و B بهم رسیده و با هم ترکیب می‌شوند و برای تولید شکاف در این نقطه باید این رابطه تحقق یابد: $v_{tr} = \frac{\delta_{tv}}{2}$

و:حال روابط بدست آمده را با هم مقایسه می‌کنیم.

تنش در نقطه A :

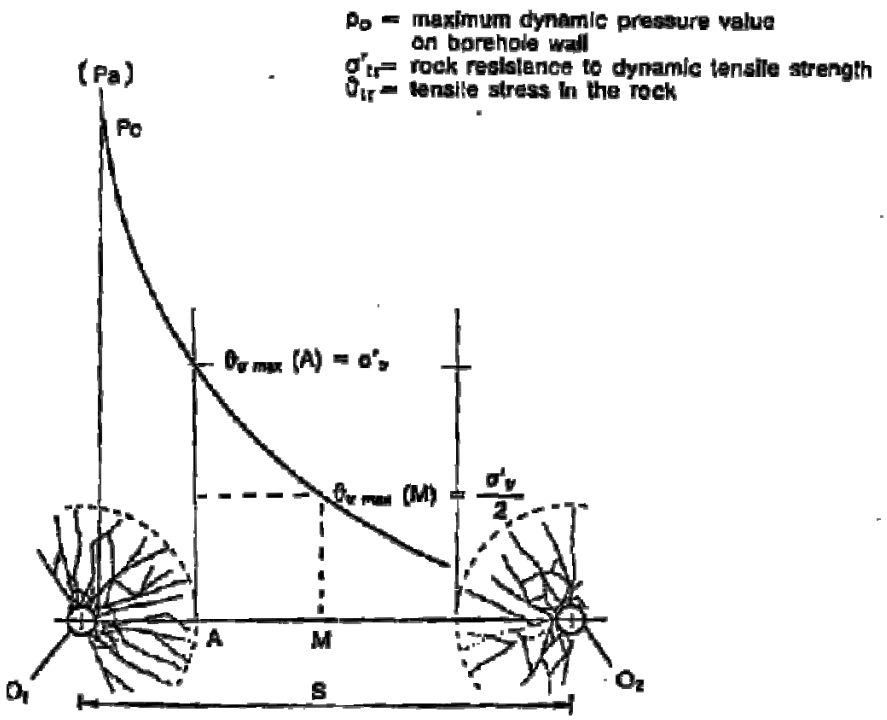
$$v_{tr}(A) = \delta_{tr} = p_o \frac{r_o}{O_1 A}$$

تنش در نقطه M :

$$v_{tr}(M) = \frac{\delta_{tr}}{2} = p_o \frac{r_o}{O_1 M}$$

$$\frac{O_1 M}{O_1 A} = 2$$

از تقسیم دو رابطه فوق نتیجه‌گیری می‌شود که:



و بالاخره با توجه به شکل که اجزاء محاسبات فوق روی آن نشان داده شده است.

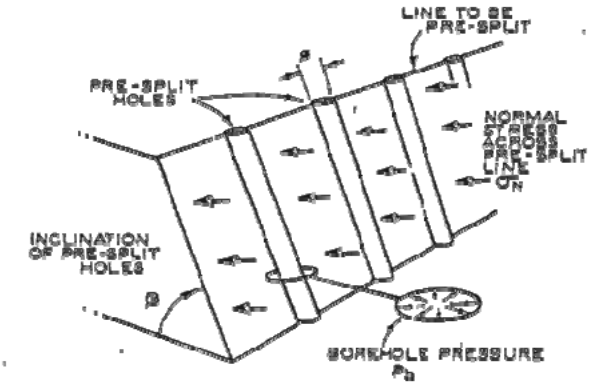
$$S = 4 * \quad O_1 A$$

یعنی فاصله چالها در آتشکاری پیش شکافی باید ۴ برابر قطر ناحیه کاملاً تخریب شده نزدیک چال باشد؛ قطر این ناحیه حدود ۲ تا ۲/۵ برابر قطر چال است. برای تشکیل شکاف لازم است که بخشی در اطراف چال خرد شوند. لذا لازم می‌شود که شرایط زیر برقرار باشد:

- ماده منفجره مصرفی باید فشار بسیار زیادی روی دیواره چال اعمال کند، بدین منظور باید ماده منفجره دارای سرعت انفجار بالا باشد، زیرا فشار حاصل از انفجار با مربع سرعت انفجار نسبت مستقیم دارد.
- چالها حتماً همزمان آتش شوند تا تأثیر حاصل از برخورد و موج ضربه در بین هر دو چال مجاور قطعی باشد.

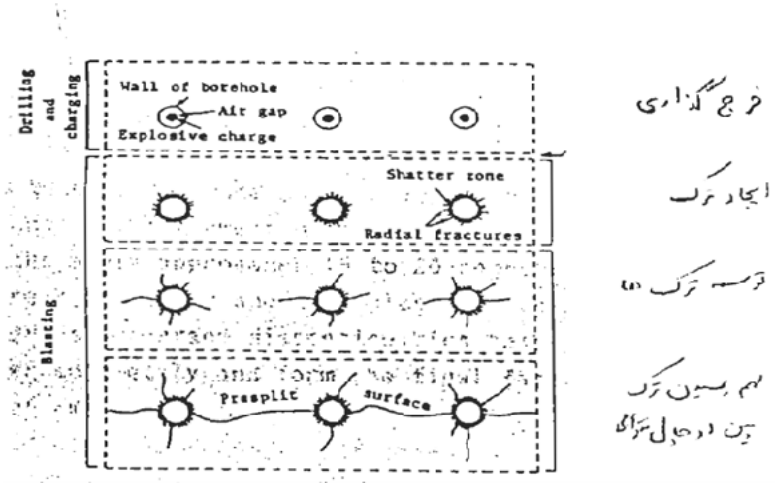
ساز و کار بوجود آمدن شکاف در اثر فشار استاتیک

- به علت تماس نداشتن ماده منفجره با دیواره چال (Decoupling)، اثر موج ضربه یا فشار دینامیک حاصل از انفجار روی سنگ کمتر از حالت عادی است. با این حال شکافهای ریز ممکن است در اطراف چال بوجود آید.
- اما نقش عمده در تولید شکاف را فشار استاتیک (فشار حاصل از انبساط گازهای حاصل از انفجار) بر عهده دارد. در اینجا شکافهای ریز، معبری برای تأثیر فشار استاتیک می‌باشند.
- وقتی که تمام چالها همزمان آتش شوند، فشار استاتیک در تمام چالها همراه با هم تأثیر کرده و در جهتی بیشترین اثرگذاری را خواهد داشت که کمترین مقاومت را در مقابل این فشار ایجاد نماید.
- با توجه به اینکه فاصله چالها از یکدیگر خیلی کم است (فاصله دو چال متوالی از هم ۴ برابر قطر ناحیه کاملاً تخریب شده چال می‌باشد) طبیعی است که شکاف تولید شده از هر چال به چال مجاور سرایت کرده و در نهایت همه چالها را در بر می‌گیرد. یعنی در امتداد خواسته شده یک شکاف سراسری بوجود نمی‌آید.
- اگر چه لازم است که همه چالها همزمان آتش شوند، اما فاصله زمانی تأخیر ۱۰ تا ۲۰ میلی ثانیه بین چالها نیز اشکالی در تولید شکاف ایجاد نمی‌کند (اگر چه این زمان به مراتب بیش از زمان دوام فشار دینامیک (حدود یک میلی ثانیه) می‌باشد.
- این امر مؤید آن است که موج ضربه نقش چندانی در بوجود آمدن شکاف ندارد، والا در صورت همزمان بودن آتش چالها، تأثیر موج ضربهٔ چال‌ها هم همزمان بوده و شکاف تولید شده با وضعیت انفجار تأخیری تفاوت اساسی می‌داشت، در حالی که نتیجه چنین نیست.

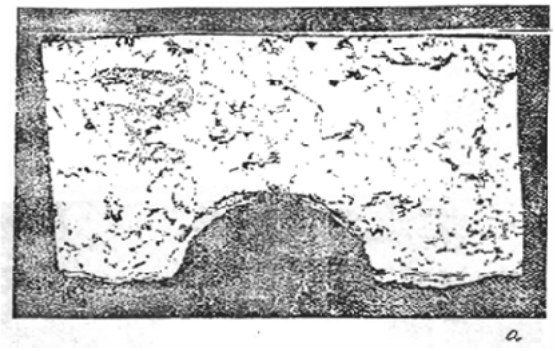


بیان و کار اعمال فشار تولید شده بر دیواره چال

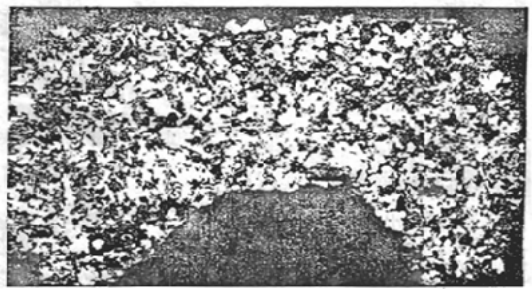
- نوع ماده منفجره در نتیجه عمل تأثیری ندارد. می‌دانیم که مواد منفجره دارای سرعت انفجار از ۲۰۰۰ تا ۸۰۰۰ متر بر ثانیه هستند. از طرف دیگر فشار دینامیکی حاصل از انفجار با مربع سرعت انفجار نسبت مسقیم دارد.
- با این حال کاربرد مواد منفجره متفاوت تأثیری در نتیجه عمل ندارد و این هم نشانه دیگری است که فشار دینامیک (موج ضربه) در روش پیش شکافی نقش اساسی ندارد.
- مراحل مختلف آتشکاری پیش شکافی از خرجگذاری تا تشکیل شکاف در شکلهای صفحات بعد نشان داده شده است و در تصویر دیگر نمونه‌ای از یک سنگ که عمل پیش‌شکافی در آن صورت گرفته مشاهده می‌شود. در شکل بعد از آن نیز نتیجه عمل پیش‌شکافی در یک ترانشه راه‌سازی در سوئد نشان داده شده است.



مراحل مختلف آتشکاری پیش شکافی از خرجگذاری تا تشکیل شکاف

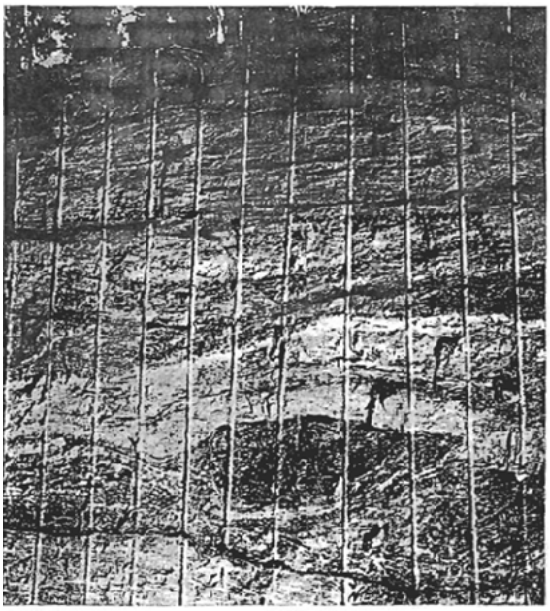


نمونه ای از یک سنگ که پیش شکافی در
آن انجام شده



مقطع میکروسکوپی همان سنگ
این مقطع فاقد شکافهای ریز میکروسکپی است.

مجموعه این دو عکس نشان می دهد که از شکافهای ریز حاصل از فشار دینامیک خبری نیست.



Presplitting a road cutting inside a built-up area — Karlshamn, Sweden
Swedish Highway Authority, Southern Construction District

پیش شکافی در یک ترانشه
راه‌سازی در سوئد

آرایش و خرجگذاری چالهای پیش شکافی

آرایش و خرجگذاری چالهای پیش شکافی از روابط تجربی زیر محاسبه می‌شود.

$S \leq 10 \quad \varphi_h$

$q = 0.815 \quad S^2$

S : فاصله چالها از هم به متر

φ_h: قطر چال به متر

q: غلظت خرجگذاری به کیلوگرم در متر

آرایش و خرجگذاری چالهای پیش شکافی

مثال: در یک عملیات پیش شکافی قطر چال ۶۴ میلیمتر و وزن مخصوص خرج مصرفی ۱۴۵۰ کیلوگرم در متر مکعب است.

$$\frac{1}{4}\pi\varphi_c \Big/ D_c = 0.33$$

$$\varphi_c = \sqrt{\frac{4 \times 0.33}{\pi * 1450}} = 17$$

$S = 10 \quad \varphi_h$

$S = 10 \times 0.64 = 0.64m$

در این صورت طبق محاسبات بالا فاصله چالها از هم ۶۴ سانتیمتر، غلظت خرجگذاری ۳۳/۰ کیلوگرم در متر چال و قطر خرج ۱۷ میلی‌متر است.

پیش شکافی در ترانشه‌زنی

در حفر ترانشه‌ها چون که طرفین چالهای اصلی دیواره ترانشه بسته شده است، امکان لطمه خوردن به دیواره‌ها بیشتر از معادن روباز است، لذا بهتر است اجرای آتشکاری پیش شکافی قبل از حفر چالهای عمومی صورت گیرد زیرا ممکن است انفجار چالهای کناری موجب جابجایی لایه‌ها شود و در نتیجه چال وضعیت اولیه خود را از دست بدهد. فاصله آخرین ردیف چالهای اصلی از چالهای پیش شکافی نصف فاصله ردیف‌ها از هم می‌باشد.

پیش شکافی در مناطق مسکونی

نظر به اینکه لرزش زمین وجود دارد و به سبب بسته بودن اطراف چال امکان پرتاب سنگ نیز زیاد است، معمولاً آتشکاری پیش شکافی در نزدیک ساختمان‌های مسکونی اجرا نمی‌شود، هر چند که برای جلوگیری

از پرتاب سنگ می‌توان از پوشش‌های سبک و سنگین استفاده کرد. بهر حال در صورت نیاز باید مخلوطی از روشهای پیش شکافی و چال خالی را به کار برد؛ یعنی از هر چند چال، یک چال را خرجگذاری کرد و فاصله چالها از هم کمتر از پیش شکافی در نظر گرفته شود.

پیش شکافی در زیرزمین

خاطر نشان می‌سازد که در اجرای روش پیش شکافی قطعه سنگ یا محل مورد عمل نباید تحت فشار لیتواستاتیک باشد. لذا اجرای آن در زیر زمین به خوبی کار در سطح زمین نخواهد بود؛ مخصوصاً وقتی که برش مورد نظر افقی باشد، اجرای روش پیش‌شکافی در زیر زمین با مشکلات زیادی روبرو خواهد بود، با این حال در حفر چاه از پیش‌شکافی استفاده شده است.

پیش شکافی برای پایه‌ها

وقتی که در نظر باشد محوطه کوچکی گود گردد مانند تعبیه جای نصب پایه در زمین سنگی که احتیاج به حفره‌ای با مساحت کم دارد، می‌توان از پیش شکافی استفاده کرد. به این منظور محدوده حفره چالزنی شده و هر ضلع به نوبت آتشکاری می‌شود. برای خرد کردن قطعه سنگ حاصله در صورت نیاز می‌توان یک یا چند چال در وسط آن حفر و خرج‌گذاری کرد. به این ترتیب انفجار چالها موجب شکسته شدن سنگ می‌گردد.

پیش شکافی در استخراج سنگ ساختمانی

در استخراج سنگ‌های ساختمانی اعم از نما یا تزئینی هدف کندن قطعات بزرگ سنگ می‌باشد. برای این منظور پیرامون سنگ چال‌های متعددی بر اساس روابطی که ذکر شد حفر گردیده و با آتشکاری پیش شکافی قطعه سنگ از توده اصلی سنگ جدا می‌شود.

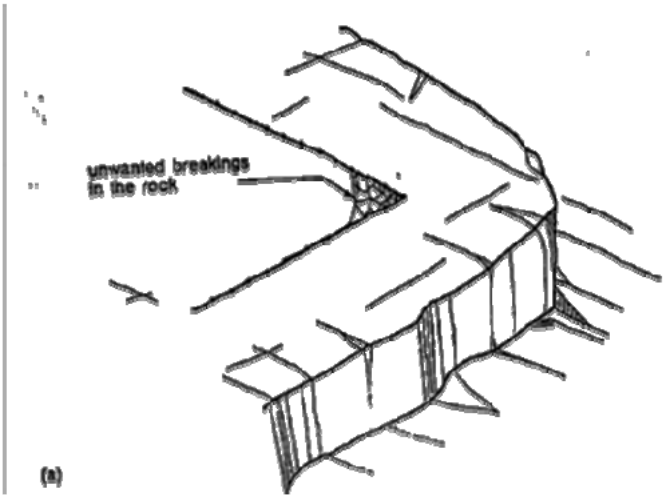
در استخراج سنگهای ساختمانی نیازی به حفر چالهای اصلی نیست و فقط چالهای پیش شکافی حفر می‌شوند تا در اثر انفجار آنها قطعات بزرگ سنگ به دست آید.

چنانچه توده سنگ دارای لایه‌بندی افقی بوده و اتصال بین لایه‌ها سست باشد چالها را معادل ضخامت هر لایه حفر نموده و اقدام به آتشکاری می‌نمایند و در صورتی که لایه‌بندی سست نبوده و یا اصولاً لایه‌بندی

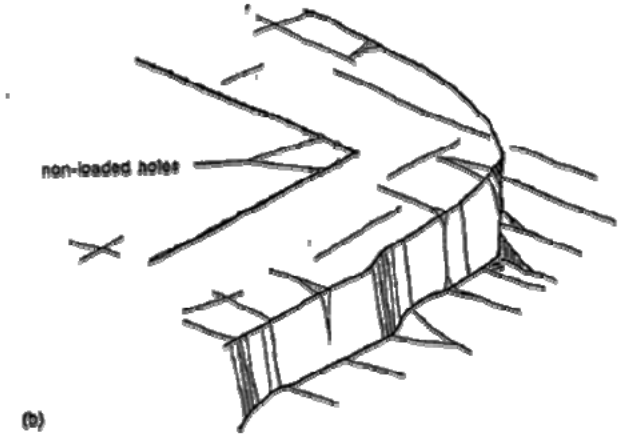
وجود نداشته باشد، تنها در اطراف سنگ پیش‌شکاف ایجاد می‌شود و برای جدا کردن کف قطعه سنگ از توده اصلی باید اقدام دیگری به عمل آورد.

در استخراج سنگهای ساختمانی با آتشکاری پیش شکافی رعایت نکات زیر ضروری است:

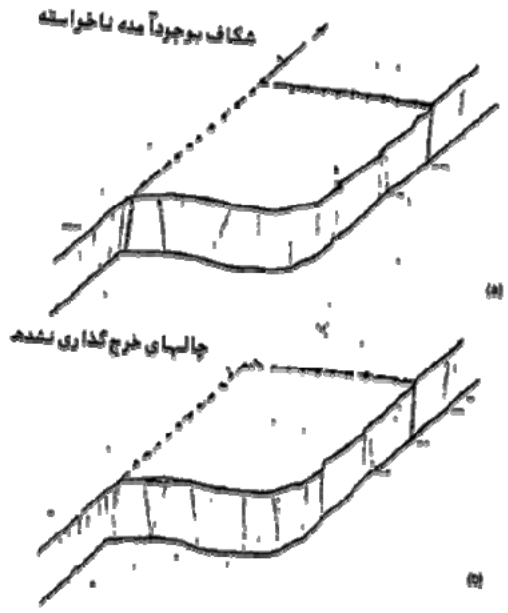
- وقتی که آتشکاری پیش شکافی باید در دو جهت انجام گیرد ممکن است در محل برخورد این دو جهت (یعنی در سر پیچ) شکافی در امتدادی ناخواسته ادامه پیدا کند. برای جلوگیری از این پیشآمد باید از ترکیب پیش شکافی و چال خالی استفاده کرد و چند چال را در سر پیچ خرجگذاری نکرد.
- حالت دیگری که ممکن است در اجرای پیش شکافی به وجود آید برش سنگ در دو جهت عمود بر هم است در سر پیچ است که برای رفع این مشکل باید از خرجگذاری چالهای سر پیچ خودداری شود.
- حالتی که مخصوصاً در استخراج سنگهای تزئینی پیش می‌آید قطعه کردن سنگ است، به صورتی که شکاف یا برش مورد نظر عمود بر سطح آزاد می‌باشد. در این حالت نیز امکان شکسته شدن سنگ در دو انتهای شکاف وجود دارد که برای جلوگیری از این وضعیت بهتر است چالهای نهایی خرجگذاری نشوند.



خرد شدن سنگ در سر پیچ (a)

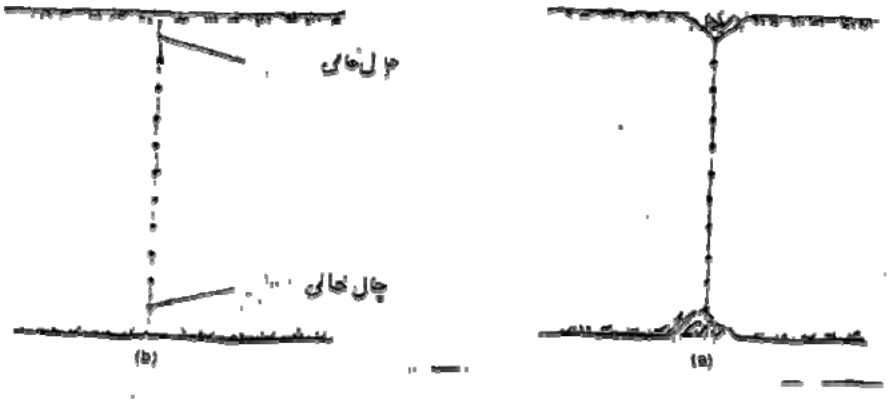


کنترل خرد شدن در سر پیچ (b)



شکاف بوجود آمده (a)

کنترل شکاف با خرجگذاری نکردن چالهای انتهایی (b)



شکل خرد شدن سنگ در سطح آزاد (a)
کنترل خرد شدن در سطح آزاد (b)

مزایا و معایب آتشکاری پیش شکافی

الف : مزایا

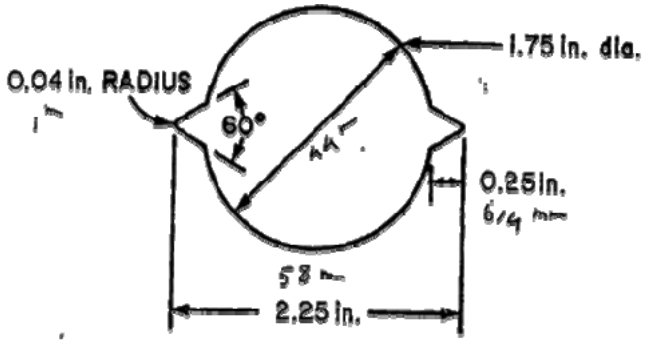
- وجود شکاف قبل از انفجار چالهای تولید موجب حفظ دیواره از آسیب‌های ناشی از انفجار چال‌های تولید می‌شود.
- شکاف مزبور نقش سطح آزاد جدیدی دارد و موجب کاهش مصرف چال و مواد منفجره در شکستن توده سنگ در آتشکاری می‌شود.
- انفجار، بارگیری و حمل و نقل توده سنگ در یک نوبت انجام می‌گیرد.
- چالهای کنترل را می‌توان عمیق حفر کرد و این کار با چالهای تا عمق ۲۴ متر نیز انجام گرفته است.

ب : معایب

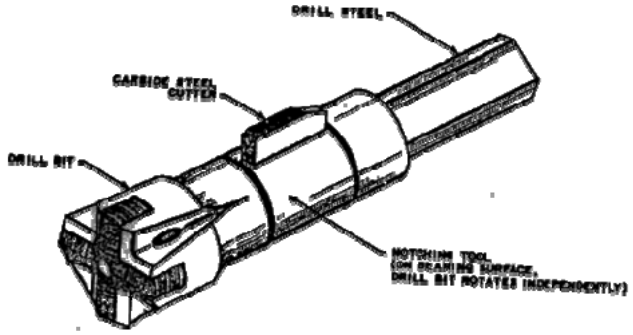
- امکان بررسی تصحیح خطاها در تولید شکاف وجود ندارد، زیرا کلیه چالهای پیش‌شکافی به صورت فوری یا با تأخیر میلی‌ثانیه قبل از چالهای تولید آتش می‌شوند، اما انفجار و برداشت سنگ حاصل از چالهای تولید شکاف به وجود آمده قابل مشاهده نیست.

کنترل شکستگی (شکاف)

- در حقیقت با کنترل شکستگی حالتی از پیش شکافی انجام می‌شود. در این روش چالهای کناری (پیرامون محدوده مورد نظر) موازی و نزدیک بهم حفر می‌شوند، سپس با ابزار مخصوصی که به دستگاه چالزنی وصل می‌شود، شیاری در راستای مورد نظر شکستگی در چال بوجود می‌آورند. این شیار موقع انفجار چال به هدایت شکاف در راستای مزبور کمک می‌کند. لذا مقدار خرج می‌تواند کمتر از پیش شکافی و فاصله چالها می‌تواند بیشتر از پیش شکافی باشد.
- چون که برای ایجاد شیار باید بعد از حفر چال اقدام نمود و این امر مستلزم زمان می‌باشد، عملاً بر هزینه‌های حفر چال افزوده می‌شود، لذا این روش جز در موارد ضروری، رایج نگشته است.
- خرجگذاری باید به صورتی باشد که با دیواره چال تماس پیدا نکند و هنگام انفجار دهانه چال بسته می‌شود. مقدار خرج با آزمایش تعیین می‌شود. مثلاً اگر چالها دارای قطر ۳۵ تا ۵۰ میلیمتر باشند، فاصله‌شان از هم ۰/۹ متر و تراکم خرج در چال ۰/۹ تا ۰/۱۵ کیلوگرم متر می‌باشد.



ابعاد شیار در چالهای کنترل – قطر چال ۴۴ میلیمتر



قطعه شیار دهنده سوار بر میله حفر چال

ترکیب روشهای آتشکاری مهار شده

- همانطور که ذکر شد استفاده از چال خالی به عنوان چالهای کمکی برای بهبود نتیجه آتشکاری و جلوگیری از بوجود آمدن عقب‌زدگی در سنگ سست یا هوازده و همچنین در مسیرهای منحنی و گوشه‌های ۹۰ درجه سنگ مورد آتشکاری، امری اجتناب‌ناپذیر است. وجود چال خالی در بین چالهای پیش شکافی موجب هدایت شکاف در مسیر مورد نظر خواهد شد.
- در جایی که حد نهایی باقیمانده از اهمیت ویژه‌ای برخوردار باشد می‌توان ابتدا با اجرای پیش شکافی در یک مرحله اقدام به آتشکاری نموده و پس از حمل مواد حاصله، عرض باقیمانده تا حد نهایی دیواره مورد نظر را با استفاده از روش Cushion Blasting منفجر کرد. با انجام روش فوق قبل از انجام روش C.B می‌توان با اطلاع از وضعیت زمین‌شناسی دیواره مورد نظر اقدام به خرجگذاری چالها نمود و بدینوسیله آتشکاری توده سنگ مورد نظر تا حد ممکن کنترل خواهد شد.

عوامل مؤثر در نتایج آتشکاری کنترل شده

- حفر چالهای کنترل
- مواد منفجره
- آرایش و خرجگذاری چالهای آتشکاری کنترل شده (چالهای کنترل)
- آرایش و خرجگذاری چالهای ضربه‌گیر (Buffer)
- زمین‌شناسی سنگ

حفر چال

چالهای کنترل باید موازی یکدیگر و بسیار منظم حفر شوند، تمامی چالهای کنترل باید در یک صفحه قرار گیرند که این صفحه در معادن روباز و یا دیواره تونلها مستوی و در سقف تونل‌ها منحنی خواهد بود. چالهای کنترل و چالهای ردیف آخر تولید (چالهای ضربه‌گیر) باید با یکدیگر موازی باشند تا فاصله این دو ردیف که در حقیقت بارسنگ چالهای کنترل می‌باشد در همه جا به یک اندازه باشد زیرا در نتیجه عملیات تأثیر مستقیم دارد.

بهتر است دستگاهی که برای حفر چال در نظر گرفته می‌شود قادر به حفر چالهای تولید و کنترل باشد، زیرا عموماً قطر چالهای تولید بیش از چال کنترل است. چال باید مستقیم حفر شود و برای این منظور نه تنها دستگاه حفر چال باید مناسب باشد بلکه میله‌های حفاری (Rod) نیز مقاومت کافی در مقابل خمش را داشته باشند تا انحرافی در چال پیش نیاید.

اگر چالهای کنترل با انحراف حفر شوند نتیجه آن ناهمواری سطح نهایی و عقب‌زدگی می‌باشد. نظر به اینکه انحراف چال تابع طول چال نیز می‌باشد برای حفر چالهای عمیق بایستی دقتی در خور توجه به کار برد. این امر تحت تأثیر ارتفاع جبهه کار، مهارت حفار و کیفیت تجهیزات می‌باشد. مقدار انحراف چال معادل یک سوم فاصله ردیفی چالها در صفحه مار بر چالها و یک پنجم فاصله ردیفی چالها در خارج از صفحه مزبور می‌تواند قابل قبول باشد، چنین دقتی برای حفر چالهایی تا عمق ۱۵ متر با پرفوراتورهای D.T.H میسر است.

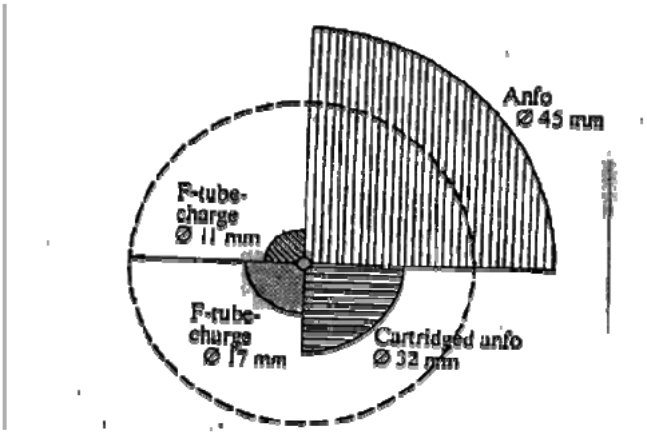
مواد منفجره

مواد منفجره باید بین دو چال متوالی شکاف ایجاد کنند و کمترین لطمه را به دیواره نهایی وارد نمایند. به این منظور مواد منفجره در آتشکاری مهار شده باید ویژگیهای زیر را داشته باشند:

- تراکم خرج کم باشد.
- فشار انفجار پایین باشد.

هر چه فشار وارد شده به دیواره چال کمتر باشد خرد شدگی کمتر است و دیواره نهایی صاف‌تر خواهد بود. در مواردی که این گونه مواد در دسترس نباشد می‌توان فشنگ‌های مواد منفجره معمولی را نصف کرده و آنها را به فیتله انفجاری یا چوب به فواصل معین بسته و در چال خرجگذاری نمود. در هر صورت انفجار بایستی با فیتله انفجاری انجام گیرد. برای اینکه سنگ در پای پله بشکند خرج ته چال به صورت فشرده لازم است.

چالهای کنترل باید با فاصله زمانی هر چه کوتاهتر از یکدیگر و یا فوری آتش شوند. استفاده از فتیله انفجاری چالهای کنترل بسیار مناسب است؛ مخصوصاً مواقعی که فشنگهای خرج در چال از یکدیگر فاصله داشته باشند.



عمق ناحیه خرد شده در سنگ بر حسب ابعاد مختلف ماده منفجره در چال به قطر ۳۵ میلی‌متر

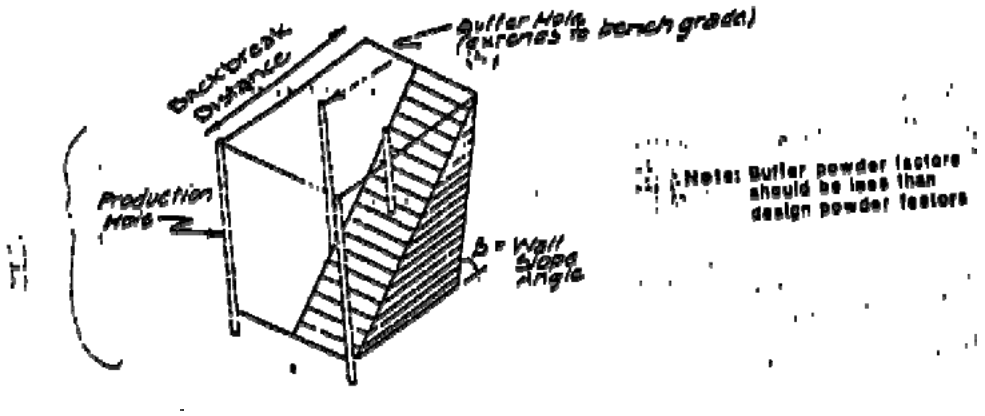
آرایش و خرجگذاری چالهای کنترل

وجه مشترک تمامی روشهای آتشکاری کنترل شده این است که خرج در ته چال متراکم است و در سایر جاهای چال تراکم خرج کم است و برای این منظور بایستی از خرجهای ویژه این نوع آتشکاری استفاده شود. بهتر است قبل از انجام آتشکاری آزمایش‌هایی بر اساس آرایش و خرجگذاری‌های معمول انجام شده و پس از اعمال تغییر لازمه به منظور حصول نتیجه مطلوب، آتشکاری اصلی را اجرا نمود.

آرایش و خرجگذاری چالهای ضربه‌گیر

چالهای ردیف آخر تولید با چالهای ضربه‌گیر (چالهای ماقبل چالهای کنترل) باید از بابت آرایش و خرجگذاری مورد توجه قرار گیرند. خرجگذاری بیش از اندازه آنها موجب عقب‌زدگی می‌شود. اگر فاصله ردیف چالهای ضربه‌گیر از چالهای کنترل کمتر باشد امکان عقب‌زدگی زیاد می‌شود.

چالهای ردیف آخر باید کاملاً با چالهای کنترل موازی بوده و میزان خرج آنها نصف تا دو سوم چالهای تولید باشد.



شیب سطح نهایی معدن و H ارتفاع پله و B فاصله محل عقب‌زدگی (Back break) از چال‌های تولید و Bbuf بارسنگ چال‌های ضربه‌گیر است.

$$B_{buf} = \frac{B - H\cot g\alpha}{2}$$

محاسبه چالهای ضربه‌گیر

$$S_{buf} = (\frac{P_{buf}}{p_h})^{\frac{1}{x}} \frac{S.\varphi_{buf}}{\varphi_h}$$

اگر S_{buf} فاصله ردیفی چالهای ضربه‌گیر باشد، مقدار آن از رابطه زیر محاسبه می‌شود.

اگر D بارسنگ چالهای کنترل و یا به عبارت دیگر فاصله چالهای کنترل از چالهای ضربه‌گیر باشد، از این رابطه محاسبه می‌شود.

$$D = (\frac{P_{buf}}{P_h})^{\frac{1}{x}} \frac{B.\varphi_{buf}}{\varphi_h}$$

S_{buf}: فاصله ردیفی چالهای تولید ضربه‌گیر به فوت

P_{buf} : فشار تولید شده در چالهای ضربه‌گیر به پوند بر اینچ مربع

P_h : فشار تولید شده در چالهای تولید به پوند بر اینچ مربع

X : ضریبی است که مربوط به عمل مورد آتشکاری است و عموماً برابر ۲ می‌باشد.

S : فاصله ردیفی چالهای تولید به فوت

φ_{buf} : قطر چالهای ضربه‌گیر به اینچ

φ_h : قطر چالهای تولید به اینچ

B : بارسنگ چالهای کنترل (فاصله چالهای کنترل از چالهای ضربه گیر)

D : فاصله عقب‌زدگی از چالهای تولید

مثال :

در صورتیکه فشار درون چالهای ضربه‌گیر معادل ۶۰۱۰۶ پوند بر اینچ مربع ، فشار درون چالهای تولید معادل ۳۴۲۰۵۶ پوند بر اینچ مربع، قطر چالهای تولید و ضربه‌گیر یکسان و معادل ۹ اینچ و میزان عقب‌زدگی (Back break) حاصله از چالهای تولید در آتشکاریهای گذشته معادل ۱۵ فوت به دست آمده باشد، فاصله ردیف چالهای ضربه‌گیر از چالهای کنترل را تعیین نمایید.

$$D_{buf} = (\frac{60106}{342056})^{\frac{1}{2}} \times \frac{15 \times 9}{9} = 6.3$$

زمین‌شناسی

تاکنون تجربیات زیادی از کاربرد آتشکاری پیش شکافی در انواع سنگهای رسوبی، آذرین و دگرگونی به دست آمده و دامنه‌های پایداری که از شیب مناسب برخوردار بوده‌اند، در ماسه سنگ، بازالت، آندزیت، شیست، گنیس و سنگهای متعلق به دورانهای مختلف زمین‌شناسی انجام شده است.

از آنجا که عوامل زمین‌شناسی نقش بسیار مهمی در مشخصات فیزیکی و مکانیکی سنگ دارند بدون شک در آتشکاریهای کنترل شده نیز باید مورد توجه قرار گیرند.

انتخاب روش آتشکاری کنترل شده، شیب دائمی پله، شیب موقت پله‌ها و به منظور کاهش لطمات ناشی از انفجار باید تأثیر عوامل زمین شناسی بر سنگ مورد انفجار مطالعه گردد این مطالعات از منابع زیر صورت می‌پذیرد.

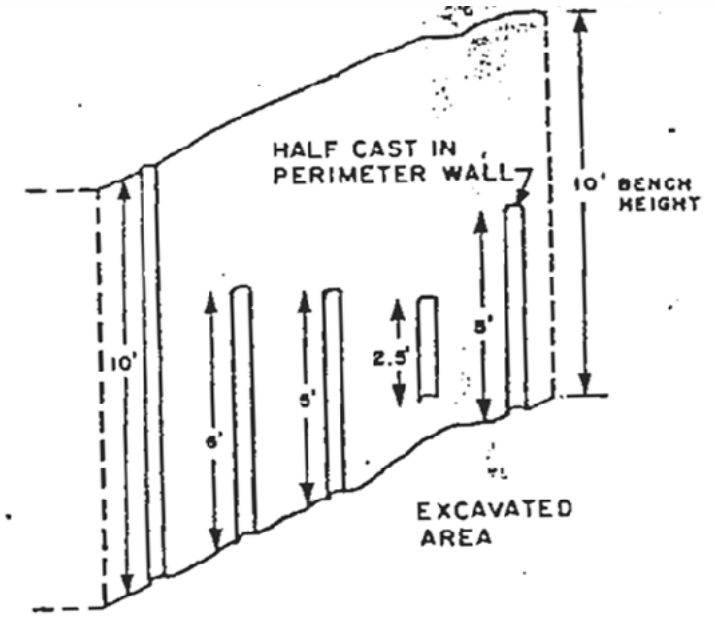
- نمودارهای حفر چال، نمودارهای ژئوفیزیک حفره‌های حاصل در اکتشافات و بالاخره آزمایش‌های اجرا شده برای تعیین کیفیت و عکس‌العمل سنگ در مقابل انفجار؛
- مقاومت کششی و فشاری سنگها از نقطه نظر خرد شدن حائز اهمیت است.
- هوازدگی می‌تواند موجب کاهش مقاومت سنگ بشود و چه بسا که برای خرد کردن آن نیازی به آتشکاری نباشد؛ و اگر قرار است در چنین سنگی انفجار صورت گیرد باید بر تعداد چالها افزود و خرج هر چال را کاهش داد. در غیر اینصورت عقب زدگی بوجود می‌آید.

ارزیابی آتشکاری کنترل شده با ضریب Half cost factor (HCF)

- برای ارزیابی نتیجه آتشکاری کنترل شده میزان عقب‌زدگی توسط نقشه‌برداری اندازه‌گیری و سطح آزاد ایجاد شده جهت تعیین وضعیت ترکها و درزه‌ها، با دقت مورد مطالعه و بررسی قرار می‌گیرد.
- به هر حال این بررسی و اندازه‌گیری‌ها در سنگهای باقیمانده علاوه بر اینکه وقت‌گیر است معمولاً با انجام آنها به شرایط واقعی سنگ باقیمانده نیز دقیقاً پی برده نمی‌شود و برای این منظور نیاز به روشی آسان و سریع و کم خرج می‌باشد که یکی از آنها روش HCF است.
- در این روش مجموع ارتفاع اثرات چالهای باقیمانده در دیواره پله را بر مجموع ارتفاع چالهای حفر شده تقسیم نموده و به این ترتیب ضریب HCF را به دست می‌آورند.

$$HCF = \frac{\text{مجموع طول نیم استوانه قابل مشاهده چالها پس از انفجار}}{\text{مجموع طول کل چالهای حفر شده}}$$

- فاکتور HCF به دست آمده از این طریق رابطه مستقیم با نتیجه آتشکاری دارد.
- بدین ترتیب که هر چه مقدار این فاکتور افزایش یابد بیانگر آتشکاری مطلوبتر بوده و HCF=100% نشان دهنده بهترین حالت ممکن است.
- با ارزیابی HCF در انفجارهای قبلی و تغییرات لازم در روش کنترل آتشکاری، می‌توان با توجه به مسائل اقتصادی به HCFطراحی شده از قبل دست یافت.



نحوه بدست آوردن ضریب HCF

بطور کلی جهت کنترل عقب‌زدگی در سنگها موارد ذیل مد نظر قرار می‌گیرد:

۱- در صورتیکه با توجه به شرایط سنگ از آتشکاری کنترل شده استفاده شود، از هزینه‌های اضافی نظیر لق‌گیری سنگها هنگام بروز عقب‌زدگی در پله‌ها، پایدارسازی سطح آزاد ایجاد شده و سایر موارد منفی دیگر جلوگیری به عمل خواهد آمد.

۲- در چالهای کنترل و چالهای ضربه‌گیر ابعاد خرج مصرفی کاهش و پراکندگی آنها افزایش یابد.

۳- با کاهش فاصله چالهای کنترل تا ردیف آخر چالهای تولید، گازهای تولید شده ناشی از انفجار آخرین ردیف چال تولید به عوض عبور از حدود بلوک مورد انفجار، راه خود را به سطح آزاد نزدیک خود باز نموده و موجب عقب زدگی خواهد شد.

۴- با توجه به مسیرهای محدود عبور گاز در داخل سنگ، با انفجار تعداد کمتر چال بطور همزمان، از تولید مقدار زیادی گاز در یک زمان جلوگیری به عمل آمده که بدین ترتیب حرکت گازهای تولید شده به خارج از محدوده مورد نظر کنترل خواهد گردید.

۵- بهترین روش آتشکاری با بررسی اطلاعات موجود در مورد سنگ، برداشتهای زمین‌شناسی مهندسی، بررسی رخنمونها و بررسی سایر قسمتهای معدن که دارای سنگهای بریده و نمایان باشند، انتخاب می‌گردد. بعضی از پارامترهای مؤثر در این انتخاب به شرح ذیل می‌باشد:

الف: مقاومت و یکپارچگی سنگها

ب: میزان شکستگی در توده سنگ و ابعاد ناپیوستگیها

ج: جهت ناپیوستگیها و زاویه تقاطع آنها با ردیف چالهای کنترل

د: شرایط درزه‌ها

۶- در محل‌هاییکه شکستگی و یا هوازدگی در سنگها مشاهده می‌شود، فاصله و خرجگذاری چالهای کنترل باید کاهش یافته و در صورت ضرورت از چالهای کمکی بین چالهای کنترل که خرجگذاری نمی‌گردند استفاده شود.

۷- با استفاده از ضریب HCF نتیجه آتشکاری کنترل شده ارزیابی گردیده و با تغییرات لازمه در آرایش‌های احتمالی و خرج‌گذاری چالهای کنترل، فاکتور HCF را می‌توان تا حد پیش‌بینی شده در طرح افزایش داد.

۸- در مورد آسیب‌های احتمالی بوجود آمده ناشی از کاربرد یکی از روشهای کنترل آتشکاری برای دیواره جدید، می‌توان با رجوع به جدول مربوطه نسبت به رفع آن اقدام نمود.

۹- برای شروع کار و اجرای آزمایش تا نتیجه‌گیری نهایی از جداول و فرمولهای معرفی شده استفاده شود.

۱۰- چالهای کنترل تا آنجا که ممکن است فوری آتش شوند. انفجارهای کم تأخیری زمانی به کار می‌رود که خطر لرزش زمین یا تغییر وضعیت سنگ مشهود است.

۱۱- چالهای کنترل باید در قسمت صلب سنگ و نه در شکافها حفر گردند. در صورتی که درزه‌ها موجب تقسیم توده سنگ به قطعات مختلف شده باشند، در هر قطعه حداقل ۲ عدد چال حفر شود.

۱۲- معمولاً چالهای روباز قطورتر از چالهای زیرزمینی هستند.

آسیب احتمالی ناشی از اجرای روش کنترل آتشکاری برای دیواره جدید و راه‌حلهای آن

نوع آسیب	علت بروز آسیب	راه حلهای ممکن
۱- عقب زدگی در دیواره جدید به گونه‌ای است که اثری از چالهای کنترل بر روی این دیواره باقی نمانده است.	الف: ردیف چالهای ضربه‌گیر بیش از اندازه خرج‌گذاری شده و یا فاصله این ردیف تا ردیف چالهای کنترل بسیار کم بوده است.	الف: فاصله بین ردیفهای کنترل و ضربه‌گیر افزایش داده شود و ضمن کاهش میزان خرج مصرفی در درون چالهای ضربه‌گیر، این چالها با تأخیری معادل ۱۵ میلی ثانیه نسبت به یکدیگر منفجر گردند.
	ب: میزان خرج مصرفی در درون چالهای کنترل بیش از اندازه لازم بوده است.	ب: فاصله چالهای کنترل از یکدیگر افزایش و یا میزان خرج مصرفی در آنها کاهش داده شود.
۲- عقب زدگی فقط در محدوده هر چال ایجاد گردیده است.	فشار تولیدی در درون چالهای کنترل از مقاومت فشاری سنگ مورد انفجار بیشتر بوده است.	کاهش مقدار خرج در چال با ازیاد ضریب جفت شدگی یا خرج‌گذاری مرحله‌ای همچنین در مورد روش Cushion Blasting باید از بار سنگ ردیف چالهای کنترل کاسته شود.
۳- عقب زدگی در بین فاصله چالهای کنترل بوقوع پیوسته است.	فاصله چالهای ضربه‌گیر از یکدیگر بسیار کم بوده است.	ضمن افزایش فاصله چالهای ضربه‌گیر از یکدیگر باید نسبت به کاهش خرج با ازدیاد ضریب جفت شدگی با خرج‌گذاری مرحله‌ای اقدام نمود.
۴- دیواره جدید یکنواخت نبوده و دارای فرو رفتگی و بر آمدگی می‌باشد.	الف: فاصله چالهای کنترل از یکدیگر بسیار زیاد بوده است.	الف: فاصله چالهای کنترل از یکدیگر و خرج مصرفی در آنها کاهش داده شود.
	ب: بار سنگ ردیف چالهای کنترل کم بوده است.	ب: بار سنگ ردیف چالهای کنترل نسبت به فاصله این چالها از یکدیگر بیشتر انتخاب گردد.
	ج: میزان تأخیر بین انفجار چالهای کنترل زیاد در نظر گرفته شده است.	ج: چالهای کنترل همزمان منفجر گردند.

۵- میزان خرد شدگی سنگها در حد نهایی بسیار کم می‌باشد.	فاصله بین ردیفهای ضربه گیر و کنترل زیاد انتخاب شده است.	فاصله بین دو ردیف ذکر شده کاهش داده شود.
۶- لبه دیواره جدید ترک خورده شده است	الف: ارتفاع انسداد چالهای کنترل کم بوده است.	الف: ارتفاع انسداد چالهای کنترل افزایش داده شود.
	ب: سنگهای بالای چالها به علت هوازدگی یا درزه و شکاف فراوان ضعیف بوده‌اند.	ب: مابین خرجهای مصرفی در بالای چالهای کنترل خالی از هر گونه مواد باطله (در حقیقت مملو از هوا) باقی بماند. همچنین مابین چالهای کنترل از چال‌های راهنما با قطر کم استفاده شود.

مقررات موجود در کشور

اصولاً در مورد فعالیتهای معدنی کشور، مقررات معدودی وجود دارد که مقررات مربوط به آتشباری نیز از این امر مستثنی نیست. به هر حال مقررات موجود در این زمینه را می‌توان به شرح زیر رده‌بندی کرد.

- جدیدترین آئین‌نامه موجود:

آخرین آئین‌نامه موجود درباره مسایل معدنی، آئین‌نامه ایمنی معادن مصوب ۱۱/۲۵/۷۹ است که در سال ۱۳۸۱ از سوی دفتر نظارت و ایمنی معادن و با همکاری وزارت کار و امور اجتماعی انتشار یافته است.

- قدیمی‌ترین آئین‌نامه موجود:

قدیمی‌ترین آئین نامه موجود درباره مسایل معدنی، آئین‌نامه فنی و نظارت بر معادن کشور مصوبه ۱۲/۰۵/۱۳۳۶ هیأت وزیران وقت است که فصل پنجم آن تحت عنوان استعمال مواد ناریه در معدن است و مواد ۴۳ لغایت ۶۰ آن به این امر اختصاص دارد.

سایر آئین‌نامه‌ها

در فاصله دو آئین‌نامه یاد شده بعضی آئین‌نامه‌ها و مقررات دیگر نیز به شرح زیر تدوین شده است.

الف – مقررات حمل و نقل، انبار، نگاهداری و به کار بردن مواد منفجره در عملیات اکتشاف و استخراج معادن،

این مقررات به صورت کتابچه کوچکی در سال ۱۳۴۶ از سوی اداره کل معادن وزارت اقتصاد وقت انتشار یافته و مشتمل بر ۳۲ صفحه است.

ب – دستورالعمل حمل و نقل، نگاهداری و به کار بردن مواد منفجره

این دستورالعمل به صورت جزوه ۷۷ صفحه‌ای در سال ۱۳۵۲ از سوی اداره کل نظارت بر معادن وزارت اقتصاد وقت انتشار یافته است.

قوانین ایمنی در معادن زغال‌سنگ

این آئین‌نامه در سال ۱۳۵۰ از سوی شرکت ملی ذوب آهن وقت تنظیم شد که مفاد آن عمدتاً از استاندارد اتحاد جماهیر شوروی سابق گرفته شده بود. اگر چه این آئین‌نامه به طور رسمی به تصویب مراجع ذیصلاح نرسید ولی مبنای کار در شرکت ملی ذوب آهن قرار گرفت که در آن زمان تقریباً تمام معادن زغال‌سنگ فعال مهم را در اختیار داشت. مواد ۲۳۸ لغایت ۲۷۶ این آئین‌نامه مربوط به مواد منفجره و آتشباری است.

د- دستورالعمل اجرایی مواد ناریه

این دستورالعمل در سال ۱۳۸۲ از سوی دبیرخانه شورای امنیت کشور مربوط به وزارت کشور منتشر شده است که در آن موارد مختلف کار با مواد منفجره و آتشباری آمده است.

ملاحظات اساسی در انبار نمودن مواد منفجره و وسائل آتشباری مربوطه

- مکان انبار، ساختمان انبار، حفاظت و اداره نمودن انبار باید بگونه‌ای باشد که از هر نوع تصادف و احتمالاتی که سبب انفجار غیر منتظره مواد داخل انبار و یا کاهش یافتن غیر منتظره مواد مزبور در انبار و یا وارد آوردن هر نوع زیان جانی و یا مالی به مردم یا املاک اطراف انبار خواهد شد، جلوگیری بعمل آید.
- لذا شرایط انبار و انبارداری مواد منفجره از نظر ایمنی بسیار حائز اهمیت است. بطوریکه انباشتن غیر صحیح مواد منفجره و یا چاشنیها و یا فتیله‌های مختلف ممکن است سبب فاسد شدن و یا کند

شدن مواد مزبور شده و در نتیجه به کار آتشباری لطمه بزند. در اینصورت باید مواد کار گذاشته شده در چال را در آورد و چال را تمیز کرده و آماده برای کارگذاری مجدد با مواد فاسد نشده نمود که اقدامی است پر خطر و عامل مهم بروز تصادفات توسط مواد منفجره بشمار می آید.

- به طور کلی انباشتن مواد منفجره در انباری که در آن جریان هوای تازه وجود نداشته باشد سبب تولید گاز و یا رطوبت و یا حرارت در انبار می‌شود و این خود به طور غیر مستقیم موجب فاسد شدن مواد منفجره در صورت انباشتن زیاد مواد منفجره و یا انباشتن طولانی مواد مزبور و یا باعث بروز تصادفات ناخواسته می‌گردد.
- لذا انبار مواد منفجره باید طوری ساخته شود که تهویه در آن به آسانی عملی گردد تا بدینوسیله گاز و رطوبت تولید شده را از انبار خارج نموده و از حرارت تولید شده نیز کاسته شود. بنابراین انبار مواد منفجره باید کاملاً خشک و خنک بوده و دارای تهویه مناسب باشد. در ادامه مشخصات اساسی انبار مواد منفجره و وسائل آتشباری مربوطه خواهد آمد.

مکان انبار

مکان انبار در خیلی از کشورها تابع قوانین و مقررات خاص آن کشور است. در کشورهائیکه مقررات دقیق و استاندارد شده‌ای جهت انتخاب مکان انبار مواد منفجره و وسائل آتشباری وضع نشده است پیشنهاد می‌شود که:

- حداقل فاصله محل انبار مزبور بر حسب وزن ماده منفجره محتوی در انبار و نسبت به سایر اماکن و ساختمانهای عمومی و یا خصوصی مطابق جداولی که در پی می‌آیند باشد.
- حداقل فاصله محل انبار چاشنیها و سایر وسائل انفجار بر حسب تعداد آنها و نسبت به سایر اماکن و ساختمانهای عمومی و یا خصوصی مطابق جداولی که در پی می‌آیند باشد.
- هر ۱۰۰۰ چاشنی از نظر قدرت انفجار معادل ۱۰۵ کیلوگرم مواد منفجره با قدرت متوسط در نظر گرفته شود.

- هر گاه دو یا چند انبار مواد منفجره نزدیک بهم قرار داده شود فواصل انبارهای محتوی کمتر از ۵۰۰ کیلوگرم ماده منفجره و یا معادل آن از هم نباید کمتر از ۳۵ متر باشد. برای انبارهای محتوی بیش از ۵۰۰ کیلوگرم ماده منفجره و یا معادل آن بازاء هر ۵۰۰ کیلوگرم مواد منفجره اضافی یک متر به ۳۵ متر مزبور اضافه گردد.
- انبار چاشنی‌ها نباید در فاصله کمتر از ۱۵ متر از انبار سایر مواد منفجره قرار داده شود. اگر تعداد چاشنیهای یک انبار بیش از ۲۰۰۰ عدد است، حداقل فاصله مزبور باید ۳۰ متر باشد و بازاء هر ۱۰۰۰۰۰ عدد چاشنی اضافی نیم متر به ۳۰ متر مزبور اضافه گردد.

کمترین فواصل انبار مواد منفجره محصور شده نسبت به سایر اماکن

وزن مواد منفجره (کیلوگرم)		*حداقل فاصله انبار محصور شده توسط خاک یا تپه طبیعی و یا مصنوعی (متر)*			
از	*تا*	*ساختمانهای مسکونی*	*خطوط راه آهن مسافربری*	*جاده ماشین روی عمومی*	*فاصله دو انبار از هم*
۱	۲	۲۵	۱۰	۱۰	۱۳
۲	۵	۳۰	۱۳	۱۳	۱۴
۵	۱۰	۳۷	۱۵	۱۵	۵/۱۴
۱۰	۱۵	۴۲	۱۷	۱۷	۱۵
۱۵	۲۰	۴۷	۱۹	۱۹	۵/۱۵
۲۰	۲۵	۵۰	۲۱	۲۱	۵/۱۶
۲۵	۳۴	۵۷	۲۳	۲۳	۵/۱۷
۲۴	۴۸	۶۳	۲۵	۲۵	۵/۱۹
۴۸	۶۱	۶۷	۲۷	۲۷	۵/۲۰
۶۱	۷۲	۷۲	۲۹	۲۹	۲۲
۷۲	۹۹	۷۸	۳۲	۳۲	۲۳
۹۹	۱۲۳	۸۵	۳۵	۳۵	۲۴

وزن مواد منفجره (کیلوگرم)		حداقل فاصله انبار محصور شده توسط خاک یا تپه طبیعی و یا مصنوعی (متر)			
از	تا	ساختمانهای مسکونی	خطوط راه آهن مسافربری	جاده ماشین روی عمومی	فاصله دو انبار از هم
۱۲۳	۱۵۰	۹۰	۳۷	۳۷	۲۵
۱۵۰	۲۰۰	۱۰۰	۴۰	۴۰	۲۶
۲۰۰	۲۵۰	۱۰۷	۴۳	۴۳	۵/۲۷
۲۵۰	۳۰۰	۱۱۳	۴۶	۴۶	۲۹
۲۰۰	۳۵۰	۱۱۹	۴۹	۴۹	۳۰
۳۵۰	۴۰۰	۱۲۳	۵۱	۵۱	۵/۳۱
۴۰۰	۴۵۰	۱۳۰	۵۳	۵۳	۳۳
۴۵۰	۵۰۰	۱۳۴	۵۵	۵۵	۳۵
۵۰۰	۷۵۰	۱۵۷	۶۵	۵۸	۵/۳۵
۷۵۰	۱۰۰۰	۲۰۰	۸۰	۶۰	۳۶
۱۰۰۰	۱۵۰۰	۲۲۰	۱۵	۶۵	۳۷
۱۵۰۰	۲۰۰۰	۲۳۷	۱۱۶	۷۰	۳۸
۲۰۰۰	۲۵۰۰	۲۵۰	۱۳۰	۷۵	۳۹
۲۵۰۰	۳۰۰۰	۲۶۰	۱۵۰	۷۹	۴۰
۳۰۰۰	۳۵۰۰	۲۷۰	۱۶۲	۸۲	۴۱
۳۵۰۰	۴۰۰۰	۲۸۰	۱۶۹	۸۰	۴۲
۴۰۰۰	۴۵۰۰	۲۸۷	۱۷۵	۸۵	۴۳
۴۵۰۰	۵۰۰۰	۲۹۱	۱۷۸	۸۸	۴۴
۵۰۰۰	۷۵۰۰	۲۹۹	۱۸۱	۹۴	۴۹
۷۵۰۰	۱۰۰۰۰	۳۱۵		۱۰۰	۵۴

وزن مواد منفجره (کیلوگرم)		حداقل فاصله انبار محصور شده توسط خاک یا تپه طبیعی و یا مصنوعی (متر)			
از	تا	ساختمانهای مسکونی	خطوط راه آهن مسافربری	جاده ماشین روی عمومی	فاصله دو انبار از هم
۱۰۰۰۰	۱۲۵۰۰	۳۵۲		۲۰۶	۶۰
۱۲۵۰۰	۱۵۰۰۰	۳۸۰		۱۱۳	۶۵
۱۵۰۰۰	۱۷۵۰۰	۴۰۰		۱۲۰	۶۹
۱۷۵۰۰	۲۰۰۰۰	۴۲۵	۱۸۳	۱۲۷	۷۲
۲۰۰۰۰	۲۲۵۰۰	۴۵۰	۱۹۰	۱۳۳	۷۵
۲۲۵۰۰	۲۵۰۰۰	۴۷۰	۱۹۷	۱۴۰	۷۹
۲۵۰۰۰	۲۷۵۰۰	۴۸۷	۲۰۳	۱۴۷	۸۲
۲۷۵۰۰	۳۰۰۰۰	۵۰۵	۲۱۰	۱۵۲	۸۵
۳۰۰۰۰	۳۲۵۰۰	۵۲۲	۲۱۵	۱۵۸	۸۹
۳۲۵۰۰	۳۵۰۰۰	۵۳۳	۲۱۰	۱۶۳	۹۲
۳۵۰۰۰	۳۷۵۰۰	۵۲۲	۲۲۵	۱۶۹	۹۵
۳۷۵۰۰	۴۰۰۰۰	۵۶۵	۲۳۰	۱۷۲	۹۹
۴۰۰۰۰	۴۲۵۰۰	۵۷۷	۲۳۵	۱۷۵	۱۰۵
۴۲۵۰۰	۴۵۰۰۰	۵۸۷	۲۴۰	۱۸۰	۱۱۲
۴۵۰۰۰	۴۷۵۰۰	۵۹۷	۲۴۵	۱۸۵	۱۲۰
۴۷۵۰۰	۵۰۰۰۰	۶۰۵	۲۵۰	۱۹۰	۱۳۵
۵۰۰۰۰	۶۲۵۰۰	۶۱۲	۲۵۵	۱۹۵	۱۵۰
۶۲۵۰۰	۱۰۰۰۰۰	۷۰۰	۴۰۰	۲۱۰	۲۰۰

تبصره: هرگاه انبار مواد منفجره محصور نباشد فواصل مندرجه در بالا را باید دو برابر نمود.

کمترین فواصل انبار چاشنی‌ها و وسائل آتشباری محصور شده نسبت به سایر اماکن

تعداد چاشنی		حداقل میینم فاصله انبار محصور شده توسط خاک یا تپه طبیعی و یا مصنوعی (متر)			
از	تا	ساختمانهای مسکونی	خطوط راه آهن مسافربری	جاده ماشین روی عمومی	فاصله دو انبار از هم
۱۰۰۰	۵۰۰۰	۵	۳/۵	۲	۱۵
۵۰۰۰	۱۰۰۰۰	۱۰	۷	۳/۵	۱۸
۱۰۰۰۰	۲۰۰۰۰	۲۰	۱۳	۶	۲۲
۲۰۰۰۰	۲۵۰۰۰	۲۵	۱۵	۸	۳۰
۲۵۰۰۰	۵۰۰۰۰	۴۰	۲۴	۱۵	۳۵
۵۰۰۰۰	۱۰۰۰۰۰	۶۰	۳۴	۱۹	۳۷
۱۰۰۰۰۰	۱۵۰۰۰۰	۸۷	۵۳	۲۵	۳۹
۱۵۰۰۰۰	۲۰۰۰۰۰	۱۰۷	۶۴	۳۲	۴۱
۲۰۰۰۰۰	۲۵۰۰۰۰	۱۲۰	۷۲	۳۷	۴۲
۲۵۰۰۰۰	۳۰۰۰۰۰	۱۳۴	۸۰	۴۰	۴۳
۳۰۰۰۰۰	۳۵۰۰۰۰	۱۴۴	۸۷	۴۴	۴۴
۳۵۰۰۰۰	۴۰۰۰۰۰	۱۵۴	۹۲	۴۷	۴۵
۴۰۰۰۰۰	۴۵۰۰۰۰	۱۶۴	۹۹	۵۰	۴۶
۴۵۰۰۰۰	۵۰۰۰۰۰	۱۷۰	۱۰۲	۵۲	۴۷
۵۰۰۰۰۰	۷۵۰۰۰۰	۱۸۰	۱۰۷	۵۴	۵۰
۷۵۰۰۰۰	۱۰۰۰۰۰۰	۲۰۰	۱۲۰	۶۰	۵۲
۱۰۰۰۰۰۰	۱۵۰۰۰۰۰	۲۲۰	۱۳۰	۶۵	۵۴
۱۵۰۰۰۰۰	۲۰۰۰۰۰۰	۲۴۰	۱۴۲	۷۰	۵۵
۲۰۰۰۰۰۰	۲۵۰۰۰۰۰	۲۵۰	۱۵۰	۷۵	۵۶
۲۵۰۰۰۰۰	۳۰۰۰۰۰۰	۲۶۰	۱۶۰	۷۹	۵۷

تعداد چاشنی		حداقل میینم فاصله انبار محصور شده توسط خاک یا تپه طبیعی و یا مصنوعی (متر)			
از	تا	ساختمانهای مسکونی	خطوط راه آهن مسافربری	جاده ماشین روی عمومی	فاصله دو انبار از هم
۳۰۰۰۰۰۰	۳۵۰۰۰۰۰	۲۷۰	۱۶۲	۸۲	۵۸
۳۵۰۰۰۰۰	۴۰۰۰۰۰۰	۲۸۰	۱۶۷	۸۴	۵۹
۴۰۰۰۰۰۰	۴۵۰۰۰۰۰	۲۸۴	۱۷۰	۸۵	۶۰
۴۵۰۰۰۰۰	۵۰۰۰۰۰۰	۲۹۰	۱۷۴	۸۷	۶۱
۵۰۰۰۰۰۰	۷۵۰۰۰۰۰	۲۹۷	۱۷۹	۸۹	۶۳
۷۵۰۰۰۰۰	۱۰۰۰۰۰۰۰	۳۲۵	۱۹۵	۹۷	۶۵
۱۰۰۰۰۰۰۰	۱۲۵۰۰۰۰۰	۳۵۲	۲۱۲	۱۰۵	۷۲
۱۲۵۰۰۰۰۰	۱۵۰۰۰۰۰۰	۳۸۰	۲۲۷	۱۱۲	۷۵
۱۵۰۰۰۰۰۰	۱۷۵۰۰۰۰۰	۴۰۲	۲۴۲	۱۲۰	۷۹
۱۷۵۰۰۰۰۰	۲۰۰۰۰۰۰۰	۴۲۵	۲۵۵	۱۲۷	۸۵

تبصره: هرگاه انبار چاشنیها و وسائل آتشباری با مواد منفجره محصور نباشد فواصل مندرجه در بالا را باید دو برابر نمود.

در نواحی مسطح باید یا حصار مصنوعی خاکی بنا نمود و یا فواصل محل انبار را از سایر ساختمانها و تأسیسات به مقدار معابر زیادتر کرد. مکانهای تر و یا مرطوب جهت انباشتن و یا انبار مواد منفجره مناسب نیستند.

انتخاب محل انبار

در انتخاب محل انبار دو فاکتور مهم را باید در نظر گرفت:

- ایمنی
- اقتصاد عملیات

مکان انبار و حوالی آن باید از هر گونه درخت و بوته بدور باشد تا احتمال آتش‌سوزی از بین برود. این نکته بویژه در نواحی خشک و گرم حائز اهمیت است. در نواحی کوهستانی و یا مکانهایی که تپه و ماهور بوفور

یافت می‌شوند می‌توان از آنها بعنوان حصار طبیعی جهت محصور کردن انبار مواد منفجره استفاده نموده و انبار را در کنار آنها و یا توسط تونل زنی در داخل انواع تپه‌ها بنا نمود (زاغه).

ساختمان انبار: به سه منظور بنا می‌شود که بر حسب ظرفیت و کاربرد عبارتند از:

انبار اصلی و دائمی مواد منفجره: چنانکه از نامش بر می‌آید یکبار و برای طول عمر معدن ساخته می‌شود. این نوع انبار بر حسب ظرفیت به سه دسته زیر تقسیم می‌شود:

- دسته اول- انبار دائمی به ظرفیت بیش از ۵۰۰۰ کیلوگرم مواد منفجره

این انبارها از بزرگترین نوع و دارای ایمنی کامل بوده و توصیه می‌شود که حداکثر انباشتن برای مواد منفجره معمولی در آنها کمتر از ۱۰۰۰۰۰ کیلوگرم و برای مواد منفجره قوی دارای بیش از ۱۵ درصد حجمی نتیروگلسیرین کمتر از ۴۰۰۰۰ کیلوگرم باشد.

این انبارها را معمولاً روی زمین می‌سازند و بایستی توسط تپه‌های طبیعی و یا مصنوعی از خاک بدون سنگریزه که به خاکریز موسوم است طوری محصور باشند که بجز راه ورودی و خروجی به انبار، ارتفاع خاکریز یک متر از سقف انبار بالاتر بوده و ضخامت رأس خاکریز از یک متر کمتر نباشند و زاویه یا شیب و دیواره‌های خاکریز از شیب ریزش طبیعی شن نرم و خشک که ۴۵ درجه است بیشتر نباشد.

- حداقل فاصله قاعده خاکریز تا پی ساختمان اصلی انبار مواد منفجره در نواحی خشک و کم باران نباید از دو متر کمتر باشد.
- در نواحی پر باران فاصله مزبور نباید از ۵ متر بیشتر بوده و سطح زمین در وسط این فاصله طوری شیب داده شود که آب باران براحتی توسط جوی تعبیه شده در آن که معمولاً بعرض نیم متر و عمق یک متر است براحتی بطرف خارج از محیط انبار جریان یابد.
- انبار مواد منفجره را می‌توان از بتن، سنگ، سیمان، آجر و تیر آهن ساخت. حتی‌المقدور باید از بکار بردن سنگ خودداری نمود. زیرا در صورت بروز انفجار در انبار بفواصل زیادی پرتاب شده و منجر به بروز تصادفات بیشتر می‌گردد.

- اگر در انبار مواد منفجره فقط باروت نگه داشته می‌شود ضد آتش بودن انبار کافیست لیکن هر گاه مواد منفجره و بویژه مواد ناریه قوی در انبار موجود باشد باید علاوه بر ضد آتش بودن ضد گلوله نیز باشد.
- بهترین نوع انبار از دو لایه آجر که به فاصله ۲/۵ تا ۵۰ سانتی متر از یکدیگر فاصله دارند و بین دو لایه را با شن خشک پر کرده‌اند تشکیل می‌دهد. ضخامت کل دیوار بستگی دارد به ظرفیت انبار و نوع ماده منفجره‌ایکه در آن انباشته می‌شود.
- توصیه می‌شود که حجم داخلی انبار همیشه ۳ تا ۵ برابر کل حجم بسته‌های مواد ناریه مورد انباشتن محاسبه گردد. کف انبار باید حداقل یک متر از سطح زمین بلندتر بوده و از بتن و یا تیر آهن باشد. سقف انبار باید سبکتر و کم مقاوم تر از دیواره‌ها باشد.
- سطوح داخلی انبار را می‌توان بجای سیمان و یا گچ کاری از چوب ساخت. در این صورت برای اتصالات قطعات چوب باید از پیچهای مسی یا برنجی و یا چوبی استفاده نمود. میخهای فلزی دارای خطرات زیادی به هنگام سوانح خواهند بود. جدار خارجی انبار باید به رنگهای سفید و یا آلومینیومی و یا روشن که منعکس کننده حرارت و تابش خورشید است باشد.
- نصب کلید برق و یا سیم‌کشی و یا لوله‌کشی و غیره در داخل انبار مواد منفجره ممنوع است و جهت روشنائی باید نور ورودی از پشت پنجره‌های شیشه‌ای با سیمهای مشبک دار و یا لامپ معدنی استفاده نمود.
- استفاده از چراغهای نفتی، شمع، فندک، کبریت و بنزین و غیره چه جهت روشنائی و چه برای گرم کردن در انبار اکیداً ممنوع است.
- درجه حرارت انبار در تابستان نباید از ۳۰ درجه سانتی‌گراد بیشتر و در زمستان از ۱۰ درجه سانتی‌گراد کمتر باشد. بطور کلی انبارهای دائمی و اصلی باید عایق حرارت، ضد رطوبت، ضد سرقت، ضد آتش‌سوزی و ضد گلوله باشد.

- درب انبار اصلی و دائمی را معمولاً از آهن بقطر یک سانتی‌متر و با آستر داخلی از چوب محکم به قطر ۵/۲ سانتی متر می‌سازند تا هم نسبتاً کم حجم و کم وزن باشد و هم مقاوم در مقابل ضربه و گلوله
- ابعاد انبار اصلی متناسب با وزن ماده منفجره در نظر گرفته شده جهت انباشتن تعیین می‌شود. در جدول صفحه بعد ابعاد انبار اصلی دائمی مواد منفجره بر حسب ظرفیت آن آورده شده است.
- یک شبکه سیم خاردار به ارتفاع ۲ متر و به فاصله ۱ متر از محدوده خارجی خاکریز، انبار اصلی را احاطه می‌کند و فقط ایاب و ذهاب در شبکه سیم خاردار و در نزدیکی در ورودی به ساختمان انبار تعبیه شده است. دربهای انبار باید همیشه قفل بوده و فقط در مواقع ورود به انبار توسط انباردار باز شوند.
- در چهار طرف حفاظ سیمی مزبور تابلوئی از آهن و یا حلب که بر روی آن علامت خطر و انبار مواد منفجره نوشته شده است باید نصب گردد.

ابعاد انبار اصلی دائمی مواد منفجره بر حسب ظرفیت

وزن دینامیت (کیلوگرم)	طول و عرض خارجی (متر)	مساحت داخل انبار (متر مربع)	وزن دینامیت (کیلوگرم)	طول و عرض خارجی (متر)	مساحت داخل انبار (متر مربع)	وزن دینامیت (کیلوگرم)	طول و عرض خارجی (متر)	مساحت داخل انبار (متر مربع)
۵۰۰۰	۳×۳	۵/۹	۲۳۱۰۰	۵/۵×۶/۱	۲۶/۱	۲۸۱۰۰	۴/۸×۱۰/۹	۴۳/۷
۶۴۰۰	۳×۳/۶	۷/۳	۲۳۱۰۰	۴/۲×۷/۹	۲۶/۲	۳۸۵۰۰	۵/۵×۹/۷	۴۲/۱
۷۶۰۰	۳×۲/۲	۸/۸	۲۴۷۰۰	۴/۸×۷/۳	۲۸/۳	۴۰۴۰۰	۴/۸×۱۱/۵	۴۶/۳
۸۰۰۰	۳/۶×۳/۶	۹/۱	۲۵۰۰۰	۴/۲×۸/۵	۲۸/۶	۴۰۴۰۰	۶/۱×۹/۱	۴۶/۳
۹۰۰۰	۳×۴/۸	۱۰/۳	۲۵۶۰۰	۵/۵×۶/۷	۲۹/۴	۴۱۱۰۰	۵/۵×۱۰/۳	۴۷
۹۶۰۰	۳/۶×۴/۲	۱۱	۲۶۰۰۰	۶/۱×۶/۱	۲۹/۷	۴۲۶۰۰	۴/۸×۱۲/۱	۴۸/۸
۱۰۲۰۰	۳×۵/۵	۱۱/۷	۲۶۹۰۰	۴/۲×۹/۱	۳۰/۸	۴۳۳۰۰	۶/۱×۹/۷	۴۹/۶
۱۱۲۰۰	۳/۶×۴/۸	۱۲/۸	۲۶۹۰۰	۴/۸×۷/۹	۳۰/۸	۴۳۶۰۰	۵/۵×۱۰/۹	۵۰
۱۱۵۰۰	۳×۶/۱	۱۳/۲	۲۸۲۰۰	۵/۵×۷/۳	۳۲/۳	۴۶۲۰۰	۵/۵×۱۱/۵	۵۲/۹
۱۱۵۰۰	۴/۲×۴/۲	۱۳/۲	۲۸۸۰۰	۲/۲×۹/۷	۳۳	۴۶۲۰۰	۶/۱×۱۰/۳	۵۲/۹
۱۲۸۰۰	۳/۶×۵/۵	۱۴/۷	۲۸۸۰۰	۶/۱×۶/۷	۳۳	۴۸۷۰۰	۵/۵×۱۲/۱	۵۵/۸
۱۳۵۰۰	۴/۲×۴/۸	۱۵/۴	۲۹۱۰	۴/۸×۸/۵	۳۳/۲۰	۴۹۱۰۰	۶/۱×۱۰/۹	۵۶/۲
۱۳۶۰۰	۳/۳×۶/۴	۱۵/۷	۳۰۸۰۰	۴/۲×۱۰/۳	۳۵/۲	۵۱۹۰۰	۶/۱×۱۱/۵	۵۹/۵
۱۴۴۰۰	۳/۶×۶/۱	۱۶/۵	۳۰۸۰۰	۵/۵×۷/۹	۳۵/۲	۵۲۸۰۰	۶/۱×۱۲/۱	۶۲/۸
۱۵۴۰۰	۴/۲×۵/۵	۱۷/۶	۳۱۴۰۰	۴/۸×۹/۱	۳۶	۵۷۸۰۰	۶/۱×۱۲/۷	۶۶/۱
۱۵۷۰۰	۴/۸×۴/۸	۱۸	۳۱۷۰۰	۶/۱×۷/۳	۳۶/۳	۶۰۶۰۰	۶/۱×۱۳/۳	۶۹/۴
۱۶۰۰۰	۳/۶×۶/۷	۱۸/۴	۳۲۷۰۰	۴/۲×۱۰/۹	۳۷/۵	۶۳۵۰۰	۶/۱×۱۳/۹	۷۲/۷
۱۷۳۰۰	۴/۲×۶/۱	۱۹/۸	۳۳۳۰۰	۵/۵×۸/۵	۳۸/۲	۶۶۴۰۰	۶/۱×۱۴/۵	۷۶
۱۷۶۰۰	۳/۶×۷/۳	۲۰/۲	۳۳۶۰۰	۴/۸×۹/۷	۳۸/۵	۶۹۲۰۰	۶/۱×۱۵/۲	۷۹/۳
۱۷۹۰۰	۴/۸×۵/۵	۲۰/۶	۳۴۶۰۰	۴/۲×۱۱/۵	۳۹/۷	۷۲۱۰۰	۶/۱×۱۵/۸	۸۲/۶
۱۹۲۰۰	۴/۲×۶/۷	۲۲	۳۴۶۰۰	۶/۱×۷/۹	۳۹/۷	۷۵۱۰۰	۶/۱×۱۶/۴	۸۶
۲۰۲۰۰	۴/۸×۶/۱	۲۳/۱	۳۵۹۰۰	۵/۵×۹/۱	۴۱/۱	۷۸۰۰۰	۶/۱×۱۷	۸۹/۲
۲۰۵۰۰	۵/۵×۵/۵	۲۳/۵	۳۵۹۰۰	۴/۸×۱۰/۳	۴۱/۱	۸۰۸۰۰	۶/۱×۱۷/۶	۹۲/۵
۲۱۱۰۰	۴/۲×۷/۲	۲۴/۲	۳۶۶۰۰	۴/۲×۱۲/۱	۴۱/۹	۸۳۷۰۰	۶/۱×۱۸/۲	۹۵/۹
۲۲۴۰۰	۴/۸×۶/۷	۲۵/۷	۳۷۵۰۰	۶/۱×۸/۵	۴۳			

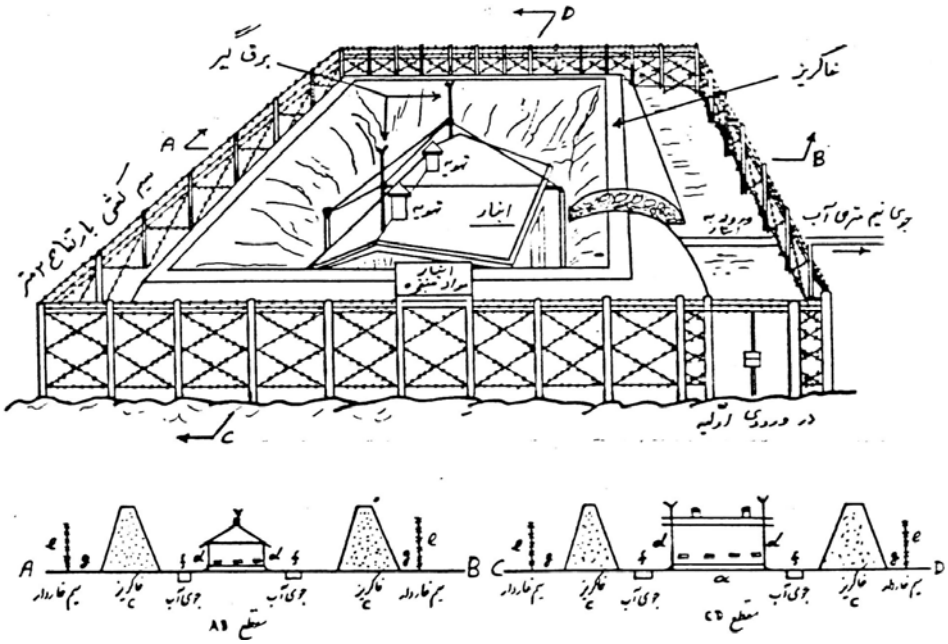
– ۶۰ سانتیمتر

- ارتفاع انبار= فاصله سقف و کف انبار =۳ متر

تبصره – برای ساختن انبارهای فولادی ابعاد فوق را ۵/۷ درصد بیشتر کنید.

- برای ۶۵ درصد مساحت کف انبار ابعاد فوق را ۵/۸ درصد بیشتر کنید.
- برای ۷۰ درصد مساحت کف انبار ابعاد فوق را ۱۷ دصد بیشتر کنید.
- برای ۷۵ درصد مساحت کف انبار ابعاد فوق را ۲۵ درصد بیشتر کنید.

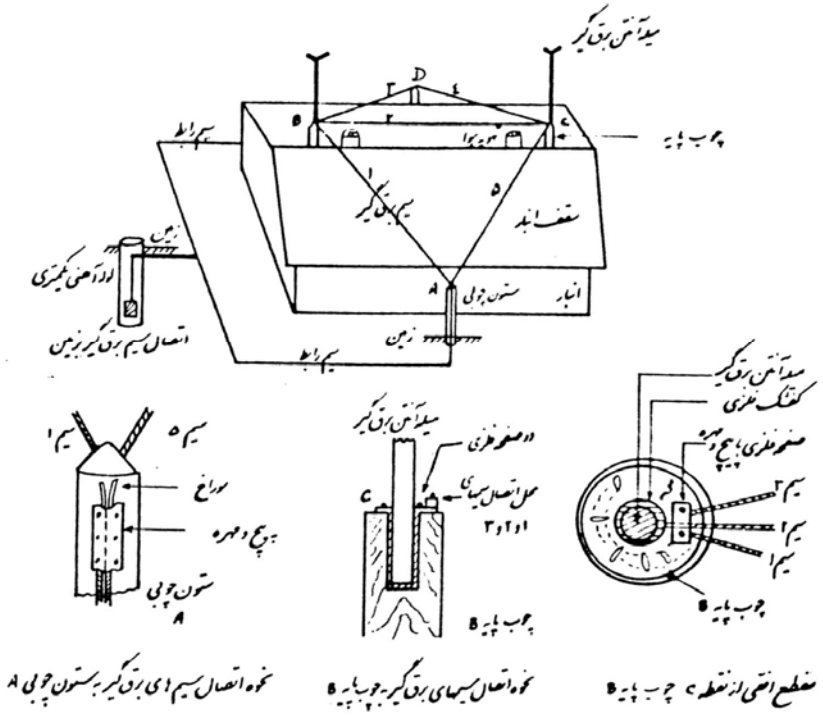
طرح یک انبار اصلی و دائمی مواد منفجره



- نگهداری و یا انباشتن هر نوع وسیله و یا مواد دیگری در انبار مواد منفجره اکیداً ممنوع است، همچنین نصب کلید برق در داخل انبار مواد منفجره مجاز نیست. در صورتیکه تأسیسات الکتریکی ضد انفجار در انبار ساخته شده است می‌توان جهت روشنایی از چراغهای باطری‌دار معدنی استفاده نمود.
- ورود به انبار مواد منفجره با کفش میخدار و یا وسائل آتشباری و یا چاشنی و یا فیتله و یا کبریت و یا هرگونه وسیله‌ایکه تولید جرقه و یا بار الکتریکی بنماید اکیداً ممنوع است.
- قبل از انجام هرگونه فعالیت تعمیراتی در انبار مواد منفجره باید کلیه مواد موجود در انبار را به محل امن منتقل نموده و پس از بازرسی کامل انبار و تمیز نمودن آن از هرگونه پودر و یا تکه مواد منفجره احتمالی و شستن انبار با آب شروع به تعمیر نمود.
- کلیه انبارهای مواد منفجره که در روی زمین ساخته می‌شود باید دارای برق‌گیر و عایق رعد و برق باشد. روش ساختن برق‌گیر در شکل صفحه بعد نشان داده شده است.

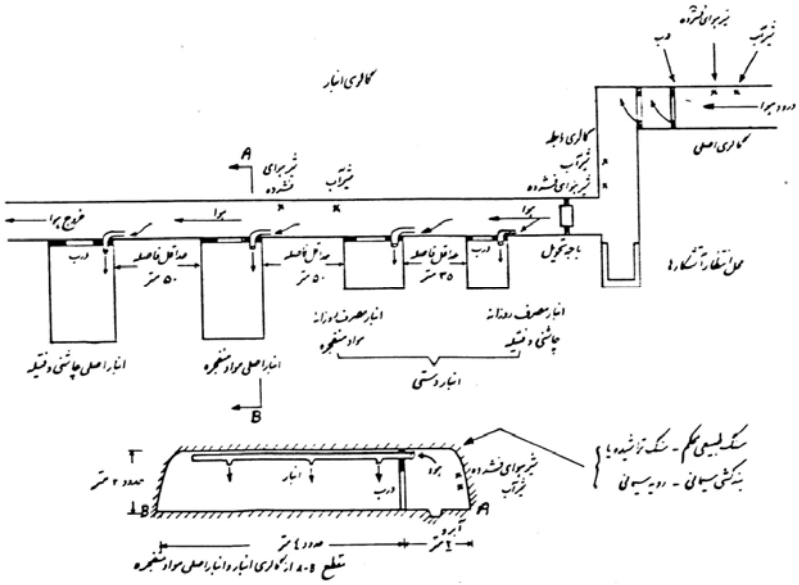
باید توجه داشت که حداقل تا شعاع ۵۰ متری اطراف انبار از وجود کاغذ، چوب، خار و خاشاک و مواد سریع‌الاشتعال چون گازوئیل، بنزین، نفت، نایلون و پلاستیک و امثالهم کاملا بری و پاک باشد.

ساختمان برق‌گیر انبار مواد منفجره در روی زمین



- هر انبار کامل زیرزمینی از یک گالری و یا تونل اصلی و یک گالری و یا تونل انبار تشکیل شده است که گالری اخیر در ارتباط مستقیم با انبار زیرزمین است.
- انبارهای زیرزمینی باید در محلهای خشک ساخته شده و تمام وقت تهویه داشته باشند.
- گالری‌های مربوطه باید جوی آب و یا آبرو داشته باشند.

جانمایی یک مجتمع انبار زیرزمینی مواد منفجره



در معادنی که بصورت زیرزمینی استخراج می‌شوند، معادنی که خطر آتش‌سوزی و یا انفجار گازهای حاصله از عملیات استخراج و یا گرد زغال سنگ کم و یا صفر است، ایجاد انبار به ظرفیت تا ۵۰۰۰ کیلوگرم مواد منفجره و یا ۳۰۰۰۰ عدد چاشنی در زیرزمین به دلایل زیر توصیه می‌شود:

- انبار در نزدیکی محل مصرف خواهد بود.
- در زیرزمین درجه حرارت یکنواخت‌تر از روی زمین است و امکان انجماد مواد منفجره در زمستان و یا گرم شدن خارج از حد آن در تابستان وجود ندارند.
- خطر صاعقه و رعد و برق وجود ندارند.
- تا حدی از سرقت محفوظ‌تر است.
- در صورت وقوع انفجار ناخواسته در انبار ضرر آن به تأسیسات اطراف کمتر است.

اهم محسنات انبارهای روی زمین نسبت به انبارهای زیرزمینی عبارتند از:

- هزینه ساختمان انبارهای روی زمین کمتر است.
- هزینه تهویه انبارهای روی زمین کمتر است و آنرا با تهویه طبیعی و یا بدون برق نیز می‌توان انجام داد.

- هزینه نگهداری و کنترل انبارهای روی زمین کمتر و آسانتر است.
- در صورت وقوع حادثه کمک رسانی به انبارهای روی زمین و تأسیسات مجاور آسانتر و سریعتر است.
- امکان دائمی بودن انبارهای روی زمین و یا محل انبارها بیشتر است.
- امکان فرار کردن کارکنان در صورت وقوع حادثه و بروز آتش‌سوزی و یا گازهای خطرناک و سمی حاصل از انفجار از محیط حادثه بیشتر است.

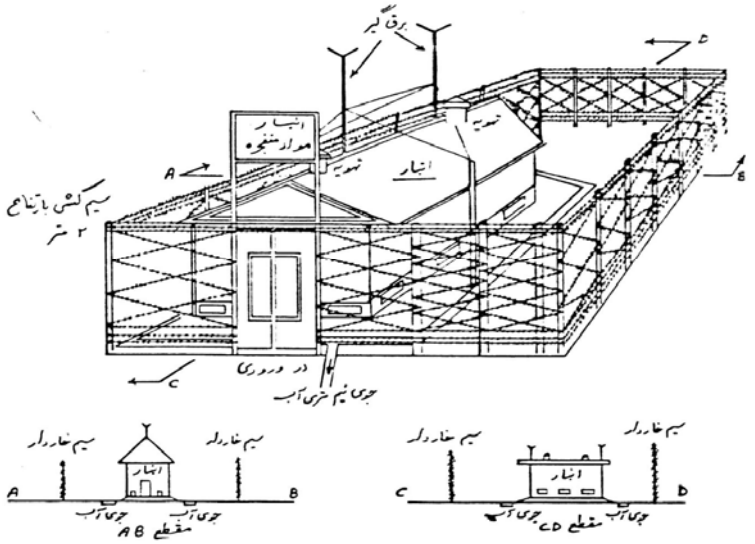
دسته سوم

انبار دائمی به ظرفیت کمتر از ۵۰۰ کیلوگرم مواد منفجره

این نوع انبارها ساده‌ترین انبار دائمی می‌باشد. نظر به اینکه مقدار انباشتن مواد منفجره در آنها نسبتاً کم است، لذا کم خطرتر از انبارهای دسته اول و دوم می‌باشند و نیازی به محصور بودن بین خاکریز (در صورت احداث روی زمین) ندارند.

ابعاد انبارهای مزبور باید همیشه طوری محاسبه شود که همیشه نسبت حداکثر حجم ماده منفجره پیش‌بینی شده در انبار به حجم کل داخلی انبار از ۱ به ۸ کمتر نباشد.

طرح یک انبار دائمی بظرفیت کمتر از ۵۰۰ کیلوگرم مواد منفجره روی زمین



انبار اصلی و دائمی چاشنی و فتیله و بوستر:

انبارهای چاشنی و فتیله و بوستر نیز مانند آنچه درباره مواد منفجره شرح داده شده می‌باشند و همان مقررات نیز در مورد انبارهای اخیر صادق است. این انبارها به سه دسته تقسیم می‌شوند. که عبارتند از:

- دسته اول: انبار دائمی به ظرفیت بیش از ۵ میلیون چاشنی و یا معادل آن از فتیله و بوستر. در این صورت دقیقا مانند انبارهای دائمی دسته اول در مورد مواد منفجره عمل می‌شود. منتهی نباید بیش از ۲۰ میلیون چاشنی و یا معادل آن از فتیله و بوستر در یک انبار گذاشته شود.
- دسته دوم: انبار دائمی به ظرفیت ۵۰۰ هزار تا ۵ میلیون چاشنی و یا معادل آن از فتیله و بوستر که مانند آنچه در مورد دسته دوم انبار مواد منفجره نوشته شده عمل می‌شود.
- دسته سوم: انبار دائمی به ظرفیت کمتر از ۵۰۰ هزار چاشنی و یا معادل آن از فتیله و بوستر در این صورت مانند انبارهای دامی دسته سوم مواد منفجره عمل می‌شود.

انبار دستی (موقت)

- انباری است که در آن مصرف یک روز مواد منفجره معدن و یا مصرف یک روز چاشنی و فتیله و بوستر و غیره نگهداری می‌شود.
- لازم به یادآوری است که انبار دستی مواد منفجره باید همیشه بیش از ۳۵ متر از انبار دستی چاشنی و فتیله و بوستر فاصله داشته باشد.
- فتیله‌های انفجاری را باید در انبار چاشنی‌ها قرار داد. لیکن فتیله‌های اطمینان را می‌توان در هر یک از انبارهای مواد منفجره دسته دوم و سوم یا چاشنی انبار نمود.
- مواد منفجره‌ایکه در طی روز به مصرف نرسیده باشد باید به انبار دستی برگشت داده شود.
- انباشتن مواد منفجره مازاد در هر جای دیگر حتی اگر انبار اصلی و دائمی مواد منفجره و یا چاشنی و غیره باشد اکیدا ممنوع است.

- انبارهای دستی دائمی نبوده و قابل جابجائی می‌باشند، ساختمان این انبارها در معادن روباز بصورت آنچه در دسته سوم مواد منفجره شرح داده شد می‌باشد. لیکن با ابعاد کوچکتر متناسب با کاربرد و ظرفیت مورد نیاز، در معادن زیرزمینی محل انبار دستی معمولا در فاصله حدود ۵۰ تا ۱۰۰ متری مجتمع انبارهای دائمی مواد منفجره و چاشنی‌ها است. لیکن در معادن زیرزمینی بزرگ و وسیع که جبهه کار به مرور زمان از انبارهای دائمی مواد منفجره و یا چاشنی و فتیله و بوستر و غیره فاصله می‌گیرد، انبارهای دستی را به محل نزدیکتر ولی مطمئن‌تر که از جبهه‌کار و محل مصرف مواد مزبور فاصله زیاد نداشته باشد جابجا می‌نمایند.
- برای ظرفیتهای کمتر از ۵ کیلوگرم مواد منفجره و یا ۲۰ چاشنی و یا معادل آن از سایر موارد می‌توان از صندوقهای آهنی محکم و بدون هیچگونه حفره‌ای با ابعاد مناسب و ضخامت آهن حدود نیم تا یک سانتی متر استفاده نمود.
- درب صندوق‌های آهنی باید از بالا باز شود و باید ۳ لولا از داخل داشته و دو قفله باشند، در اینصورت نیز صندوقهای حاوی مواد منفجره باید حداقل ۳۵ متر از صندوقهای حاوی چاشنی و فتیله و بوستر و غیره فاصله داشته باشند.
- لازم به تاکید است که در هر صورت و تحت هر شرایطی حداقل فاصله انبارهای منفجره در بالا نباید کمتر از ۳۰۰ متر از جبهه کاری که در آن انفجار صورت می‌گیرد باشد.
- سایر وسائل آتشباری و آتش‌کن باید همیشه همراه آتشبار و یا نزدیک و تحت نظر دائمی وی باشد.

نگهداری انبار و مواد منفجره و چاشنی و غیره

- نبار مواد منفجره باید تحت سرپرستی و مسؤولیت یک انباردار باشد. انباردار مزبور باید شخصی مطمئن و مطلع باشد تا بتواند اصول انبارداری چنین مواد خطرناکی را کاملا رعایت نماید.
- در دفتر انبار باید دفتری موجود باشد که در آن لیست کامل مواد منفجره موجود در انبار با ذکر نوع و تاریخ ساخت مواد و نام کارخانه سازنده و مقدار یا تعداد و نام تحویل دهنده و نام تحویل گیرنده و تاریخ تحویل و امضای تحویل دهنده و امضای تحویل گیرنده قید شده باشد.

- در صورت خارج نمودن مواد مزبور از انبار جهت آتشباری باید فرم درخواست مواد در سه نسخه توسط آتشبار مسؤول که تحویل گیرنده از انبار خواهد بود به انباردار داده شود. فرم مزبور باید حاوی نام مواد، نام سازنده و مقدار یا تعداد مورد نیاز و تاریخ درخواست، ساعت تحویل و محل استفاده و نام درخواست کننده که باید متصدی معدن و مسؤول آتشبار باشد و شماره کارمندی درخواست کننده که باید با معرفی نام آتشکار یا تحویل گیرنده و امضای درخواست کننده باشد.
- پس از تحویل مواد به آتشکار یا تحویل گیرنده هر دو نفر تحویل دهنده (انبار دار) و تحویل گیرنده (آتشکار) بایستی دو فرم مزبور را جهت تحویل امضاء نمایند. اصل درخواست نزد انباردار و یک کپی یا رونوشت در روز تحویل و مستقیما توسط انباردار به متصدی معدن (درخواست کننده) داده خواهد شد. نسخه آخر نیز به دست تحویل گیرنده مواد (آتشکار) داده می‌شود. انباردار موظف است اصل فرم درخواست مزبور را پس از درج در دفتر موجودی انبار در بایگانی نگهداری نماید.
- انباردار بایستی مواظب باشد که آتشکاران با در دست داشتن ماده منفجره وارد انبار چاشنی و یا با در دست داشتن چاشنی وارد انبار مواد منفجره نشوند.
- مواد منفجره باید به ترتیب تاریخ ساخت انبار شود تا در هنگام مصرف از مواد قدیمی‌تر زودتر استفاده شود.
- در موقع تحویل گرفتن مواد، انباردار باید دستورالعمل انبارداری، نگهداری، حداقل و حداکثر درجه حرارت ایمنی و سالم ماندن برای مواد مزبور را که نسبت به نوع مواد متفاوت است، از کارخانه سازنده دریافت و دقیقا بدان عمل نماید.
- آتشباران و یا تحویل گیرندگان مواد موظفند در آخر هر ماه صورتی از آنچه از انبار مزبور تحویل گرفته‌اند و مصرف نموده‌اند با درج مقدار مصرف برای موازنه حساب به انباردار تسلیم نمایند. مهندس مسؤول معدن باید در آخر هر ماه موجودی انبار با صورت گزارش شده توسط انباردار و همچنین صورتیکه آتشباران گزارش داده‌اند مقایسه نماید و چنانچه اختلافی دیده شد علت را بررسی کند تا ببیند علت کجا است و مشکل را پیدا کند و بررسی نماید.

- انباردار موظف است همه روزه انبار را تمیز و جارو نماید و آنچه جمع‌آوری می‌کند در یک جعبه چوبی جداگانه، در گوشه‌ای ایمن از انبار نگهداری کند تا در موقع مناسب محتویات جعبه مزبور را با رعایت احتیاط در نقطه‌ای که حداقل ۵۰۰ متر از انبار مواد و از هر نوع تأسیسات دیگر به دور باشد آتش زده و بسوزاند.

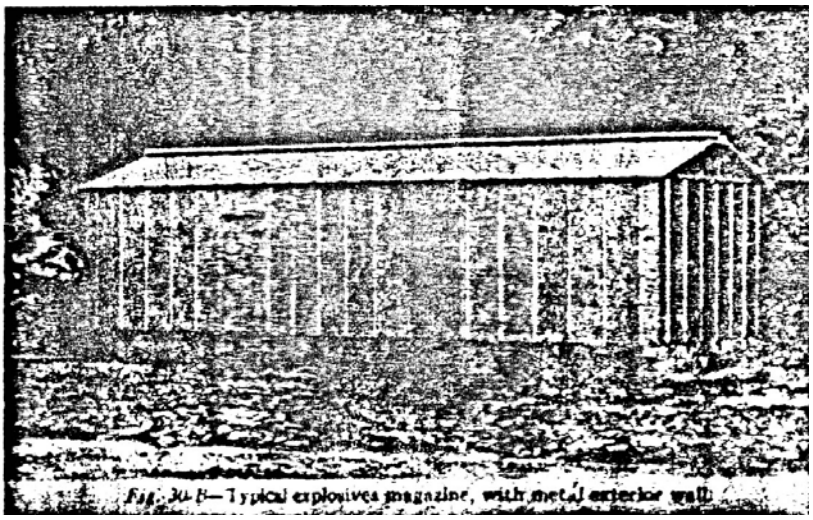
جعبه‌های مواد منفجره باید طوری در انبار چیده شود که:

۱. اولا مشخصات روی آنها در یک سمت بوده و به وضوح دیده شود.
۲. ثانیا جعبه‌ها حداقل ۲۰ سانتی متر از دیوار انبار فاصله داشته و طوری رویهم قرار گیرند که جریان هوای کافی بین جعبه‌ها عبور نماید. برای این منظور جعبه‌ها را باید روی الوارهای چوبی قرار داد.
۳. ثالثا درب جعبه‌ها باید بطرف بالا قرار گیرد، بطوری که فشنگهای مواد منفجره و چاشنی‌ها و غیره به طور افقی قرار گیرند.
۴. رابعا نباید بیش از ۵ جعبه روی هم چیده شود تا از خطر سقوط جعبه‌ها کاسته گردد. و به هر حال ارتفاع کل هر ستون جعبه چیده شده به رویهم نباید از ۱/۵ متر تجاوز نماید.
۵. خامسا ستون جعبه‌ها را باید طوری کنار هم قرار داد که فواصل مناسبی جهت تسهیل نمودن حمل و نقل آنها فراهم آید.

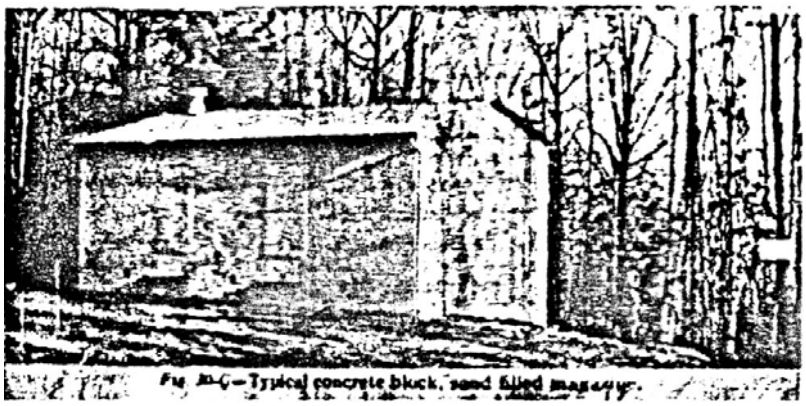
- جعبه‌های مواد منفجره و یا چاشنی و یا فتیله و یا بوستر را باید بالاتر از کف انبار و بر روی تخته و یا الوار چوبی چید. باز کردن درب جعبه‌های مواد منفجره باید توسط انباردار و یا تحت نظارت مستقیم وی و حداقل در فاصله ۱۵ متر از انبار انجام گیرد.
- هنگام باز نمودن درب جعبه‌ها باید از بکار بردن ابزاری که جرقه تولید می‌نماید، مانند دیلم آهن و یا چکش آهن و یا چاقوی آهنی اکیدا خودداری کرد. در این موارد بایستی از یک تکه چوب نازک و یا چکش چوبی یا لاستیکی یا فیبری و برای باز نمودن پیچ جعبه‌های چوبی مواد منفجره از آچار و پیچ گوشتی استفاده نمود، برای خارج نمودن چاشنی از جعبه نباید از میخ و پیچ وسیله آهنی استفاده نمود: زیرا خراش برداشته و منفجر می‌شوند.

- وقتی درب جعبه‌های مزبور باز شد، مواد مربوطه در معرفی هوای بیشتری قرار گرفته و جذب رطوبت می‌نمایند، لذا برای جلوگیری از فاسد شدن آنها باید آنها را هر چه زودتر به مصرف رسانید. هنگام خارج نمودن مواد از جعبه نباید آنها را در روی زمین در جائیکه امکان لگد زدن و یا پا گذاشتن بروی آنها باشد قرار داد.
- جعبه‌های خالی را باید فورا از انبار خارج نموده و در فاصله بیش از ۳۵ متری انبار یا هر تأسیسات دیگر سوزاند. فقط مسؤولین مربوطه می‌توانند با رعایت مقررات و با حضور انباردار وارد انبار شوند.
- گذاشتن هر نوع مواد سوزنده دیگر از قبیل نفت، گازوئیل، بنزین، مواد نایلونی، رنگ، قیر و مواد چرب در انبار مواد منفجره اکیدا ممنوع است. هر گاه کف انباری توسط نیتروگلسیرین لکه شد و یا بدان آغشته شد و باید فورا آنرا با محلول خنثی کننده نیتروگلسیرین شست و با جارو یا بروس محکمی محو نمود. محتوی محلول خنثی کننده نیتروگلسیرین عبارتست از مخلوط ۵/ ۱لیتر آب + ۵/۳ لیتر الکل چوب+ یک لیتر استون + ۴۵۴ گرم سولفیت سدیم تجاری ۶۰ درصد خالص؛ بهتر است که مواد متشکله محلول مزبور همیشه آماده و در دسترس باشد تا در موقع نیاز بتوان بفوریت آنرا ساخته و بکار برد.
- هر گاه کف انبار از لاستیک فشرده شده و غیر قابل نفوذ ساخته شده باشد، نیتروگلسیرین ریخته شده بر روی آنرا می‌توان با پاشیده شدن خاک اره خشک و سپس با جارو کردن برطرف کرد و محتوی را در محلی دور از هر نوع تاسیسات سوزاند. اگر انبار مواد منفجره و یا چاشنی و فتیله و بوستر نیاز به نور داشته باشد (بویژه در انبارهای زیرزمینی) می‌توان از فانوسها یا چراغهای الکتریکی مخصوصی که دارای حفاظ ضد انفجار هستند و یا چراغ معدنی استفاده نمود.
- سیگار کشیدن و یا حمل کبریت و یا سیگار و یا فندک در حوالی انبار مواد منفجره اکیدا ممنوع است.
- ورود اشخاص غیر مجاز به انبار مواد منفجره و چاشنی و فتیله و بوستر اکیدا ممنوع است.

یکنوع انبار فلزی



یکنوع انبار بتنی



چگونگی احداث انبار مواد ناریه

اجزای ساختمانی هر انبار از فونداسیون کف، دیوارها و سقف تشکیل می‌شود که بسته به شرایط زمین و نوع مقاومت خاک، از فونداسیون بتونی نواری با زاویه مناسب استفاده می‌کنند. این فونداسیون‌های نواری که معمولا زیر دیوار انبارها اجرا می‌شود، به وسیله آرماتورهای قائم به دیواره‌ها و سقف انبار منتقل می‌شود. به هنگام محاسبه سقف یک انبار مدفون، حداقل بار لازم برای یک متر خاکریز در روی سقف مد نظر قرار می‌گیرد و در تکنیک سقف سبک نیز می‌توان از اتصال تیرریزی فلزی بر روی دیوارهای بتونی و سقف شیروانی استفاده کرد. در کف‌سازی انبارها نیز مقاومت و بار ناشی از انبار کردن مواد باید مد نظر قرار گیرد.

از آنجا که سیستم کف‌سازی در انبارهای مختلف متفاوت است، لذا شیب‌بندی کف باید به نحوی اجرا شود که در موارد لازم بتوان کف را شستشو داد. بدین منظور آبروهای طرفین انبارها کاربرد بیشتری دارد ولی می‌توان با شیب‌بندی مناسب و اجرای لوله و کف شور در فاصله ۵/۱ متری از درب، آب ناشی از شستشو را به خارج هدایت کرد. برای تامین آب مورد نیاز شستشو در مجتمع انبارها و یا انبارهای بزرگ، سیستم آبرسانی و اجرای شیر آتش‌نشانی در فاصله حداکثر ۵ متری از هر انبار توصیه می‌شود. با استفاده از شیلنگ‌های آتش‌نشانی می‌توان شستشو و اطفاء حریق را انجام داد.

پس از کف‌سازی انبارها، باید حتما پالت چوبی با میخ برنجی نصب شود و از ورود با کفش میخ دار جلوگیری به عمل آید تا جرقه احتمالی باعث انفجار نشود. بدین منظور باید از گیوه یا چکمه پلاستیکی استفاده کرد.

قسمت داخلی سطوح ناصاف دیوارهای آجری و دیوارهای ساخته شده از صفحات سبک باید با ملات سیمان پوشش داده شود. نمای دیوار باید به طور کامل و صاف انجام گیرد و اگر قرار باشد که سطح سیمان و بتون را همواره تمیز نگهدارند، باید آن را با رنگهای قابل شستشو اندود کنند. دیوارهای مقاوم باید نسبت به هم و به سقف‌های مقاوم و همچنین فونداسیون متصل و محکم شوند که این عمل در دیوارهای بتنی مسطح با ایجاد ریشه در بین دیوارها به سقف‌های مقاوم و همچنین فونداسیون انجام می‌گیرد. قدرت مقاومت ارتباط عناصر ساختمانی مثل دیوار به دیوار، دیوار به سقف، و دیوار به کف زمین باید به صورت مناسب محاسبه شده و به نحوی اجرا شود که با وقوع انفجار در فضا، به آنها فشار وارد نیاید.

در کانتینرهای فلزی و انبارهای کوچک، باید دقت شود که در دیواره و سقف، چوب کاری کامل انجام شده باشد به منظور چوب کاری معمولا از نئوپان استفاده می‌کنند.

از جمله نکات مهم دیگر اجرای زهکشی در اطراف انبار است. به ویژه در مناطق مرطوب و پر باران، اجرای زهکشی برای و جلوگیری از نفوذ رطوبت ضرورت بیشتری دارد. با اجرای سیستم زهکشی، آبهای هرز اطراف انبار، در پای دیوارهای انبار جمع نشده و با استفاده از شیب مناسب سیستم زهکشی، به خارج محوطه انبارها هدایت می‌شود.

مقررات مربوط به انبار مواد ناریه

- حداقل حجم انبار مواد باید ۸ برابر حجم جعبه‌های مواد منفجره باشد.
- تعبیه سکوی مناسب در مدخل انبار برای پیاده کردن مواد منفجره از کامیون ضروری است.
- اگر برای تامین روشنایی انبار از برق استفاده می‌شود، باید از لامپ‌های معمولی استفاده کرد. این لامپ را یا در پشت یک دریچه و خارج انبار نصب می‌کنند یا اینکه در سقف انبار کار می‌گذارنند و روی آن شیشه و روی شیشه پنجره فولادی نصب می‌کنند.
- اگر در انبار مواد منفجره فقط باروت نگهداری می‌شود، ضد آتش بودن انبار کافی است و در مواردی که مواد منفجره قوی‌تر نیز در انبار موجود باشد، باید علاوه بر ضد آتش بودن، ضد گلوله نیز باشد.
- حداکثر ظرفیت انبار مواد ناریه مختلف به شرح زیر است:
- برای دینامیت‌هایی که بیش از ۱۵ درصد نیتروگلیسرین دارد ۴۰ تن
- برای آمونیوم دینامیت و مواد ناریه نظیر آنها ۲۴۰ تن
- باروت ۱۲۰ تن
- فتیله انفجاری ۱۲۰ تن
- فتیله اطمینان حدی ندارد

باید توجه داشت که این ظرفیت‌ها مربوط به انبارهای اصلی است و برای انبارهای کوچکتر و دستی، ظرفیت مجاز به مراتب کمتر از مقادیر یاد شده است. حجم مواد ناریه در هر یک از حجره‌های انبار نباید از یک هشتم حجم کل تجاوز کند.

فاکتورهای اصلی:

- مساحت کف انبار جهت اختصاص مواد منفجره = ۶۰ درصد مساحت کف
- مساحت راه عبور و مرور و حمل مواد منفجره در انبار=۴۰ درصد مساحت کف
- ضخامت دیوارهای انبار که از شن خشک ساندویچ شده بین دو دیواره آجری و یا دو دیوار بتنی ساخته شده باشد =۶۰ سانتیمتر
- ارتفاع انبار= فاصله بین سقف و کف انبار =۳ متر
- هر انبار زیرزمینی از دو گالری یکی گالری اصلی و دیگری گالری انبار تشکیل می‌شود و باید دارای دو درب یکی در ابتدای گالری اصلی و دیگری در ابتدای گالری انبار باشد.

گالری اصلی و گالری انبار باید در امتداد هم باشند و به وسیله یک گالری رابط عمود بر آن دو به هم مربوط شوند. در گالری انبار، در یک طرف انبار مواد منفجره به ظرفیت مورد نظر ساخته شده و در طرف مقابل آن، گالری بن بستی به ابعاد مناسب برای تخفیف ضربه انفجار در موارد بروز حادثه حفر می‌شود. بهتر است در دو انتهای گالری رابط و ابتدای گالری انبار، گالری‌های بن‌بستی برای مستهلک ساختن ضربات احتمالی انفجار ایجاد شود.

- محل انبار زیرزمینی مربوط به شبکه معدن باید به گونه‌ای انتخاب شود که در صورت بروز حادثه و آتش‌سوزی در آن، مانع فرار کارگران از معدن نشود و همچنین دود حاصل از آتش‌سوزی و انفجار احتمالی، در قسمتهای در حال کار به جریان نیافتد.
- در نقطه‌ای قابل رویت در بیرون انبار باید علامت یا تابلوی *ماده منفجره – نزدیک نشوید* نصب شود.

- افرادی که وارد انبار می‌شوند، موظف به رعایت کلیه اصول ایمنی فردی از قبیل پوشیدن لباس ضد حریق، کفش ایمنی (کفش بدون میخ یا لاستیکی) هستند و نباید وسایل اضافی داشته باشند.
- مواد منفجره و محترقه را در انبار باید در جعبه‌های مخصوص با دست جابه جا کرد و از کشیدن، پرتاب کردن و غلطاندن آن خودداری کرد.
- در انبار مواد ناریه نباید جعبه‌های خالی و اشیاء اضافی وجود داشته باشد.
- وسایل اطفاء حریق را باید در بیرون انبار در محلی که در دسترس باشد قرارداد. این وسایل باید آمادگی کامل اطفاء حریق را در صورت بروز هر گونه حادثه داشته باشند.
- از قرار دادن مواد منفجره و محترقه در داخل جعبه‌های شکسته باید خودداری شود.
- رعایت اصول سازگاری مواد ناریه در نگهداری مواد منفجره و محترقه در انبارها الزامی است.
- رعایت نظم و نظافت کامل در انبار الزامی است.
- در موارد لزوم می‌توان در انبارها از چراغ قوه مجاز ضد انفجار و یا چراغ قوه دستی استفاده کرد مشروط بر آنکه در بیرون از انبار روشن و خاموش شود.
- استعمال دخانیات و بردن کبریت، فندک و سایر وسایل آتش زا و اصولا هرگونه چیزی که تولید جرقه کند، به داخل انبار ممنوع است.
- باز گذاشتن درب انبارهای مواد ناریه در زمان حضور و فعالیت کارکنان در داخل آن ضروری است.
- اگر مواد منفجره و محترقه بیش از شش ماه در انبار بماند، بازدید و آزمایش آنها الزامی است.
- همراه داشتن وسایل مخابراتی نظیر بی‌سیم، تلفن همراه و نظایر آنها در داخل انبار ممنوع است.
- توقف بیش از حد و استراحت در انبارهای مواد ناریه ممنوع است.
- نگهداری مواد ناریه برگشتی غیر آکبند و حساس در محل انبارهای ناریه ممنوع است.
- در صورت مشاهده هر گونه اشکال در انبار و یا علائم فساد مواد ناریه، مراتب باید در اسرع وقت به سرپرست کارگاه و مدیر عامل گزارش شود.

- به هنگام تحویل گرفتن انواع مواد منفجره باید دستورالعمل‌های انبارداری و دمای حداقل و حداکثر انبار در مورد مواد مزبور (که به اقتضای نوع مواد فرق می‌کند) از کارخانه سازنده دریافت و دقیقا مورد عمل قرار گیرد.

بررسی روش‌های متداول حفاری چالهای انفجار، محاسبات مربوطه و نحوه خرجگذاری آنها در عملیات انفجار

- قطر چال
- عمق چال
- امتداد چال (ممانعت از انحراف)

روشهای حفر چال و ماشینهای مربوطه

ماشین‌آلات حفر چال از حیث نوع و ساز و کار بسیار متنوعند. به طور کلی بر حسب عملکرد به دستجات زیر تقسیم می‌شوند:

۱) ماشین‌های ضربه‌ای شامل:

- پرفراتورهای هوای فشرده با حرکت دورانی پیستون
- پرفراتورهای هوای فشرده با حرکت دورانی مستقل
- پرفراتورهای هیدرولیکی با حرکت دورانی مستقل

۲) ماشینهای DTH که چرخش در سطح زمین و ضربه در داخل چال صورت می گیرد. این ماشین‌ها به دو دسته زیر تقسیم می‌شوند:

- سیستمهای DTH با چکش هوای فشرده و چرخش هوای فشرده
- سیستمهای DTH با چکش هوای فشرده و چرخش هیدرولیکی

۳) ماشینهای دورانی که به دو دسته عمده زیر تقسیم می‌شوند:

- ماشینهای دورانی برای چالهای کوچک که بعضی اوقات ضربات مختصری هم وارد می‌کنند.

- ماشینهای دورانی سنگین برای حفر چالهای بزرگ و عمیق که اساس کار آنها بر خراشیدن سنگ می‌باشد.

خواص سنگها از نظر حفر چال

الف – سختی سنگ: سختی هر سنگ ناشی از سختی مینرالهای متشکله آن می‌باشد، یکی از مینرالهای سخت، سلیس است که دارای سختی ۷ بوده و به وفور در نقاط مختلف زمین و همراه با سایر کانی ها وجود دارد، هر چقدر مقدار سیلیس در سنگ بیشتر باشد قدرت ساینده‌گی آن بیشتر است و قطعاتی از ماشین‌آلات معدنی را که با سنگ تماس مستقیم دارند زودتر فرسوده می‌کند.

در مورد سنگهای سخت بهتر است حفر چال با روش ضربه‌ای صورت گیرد زیرا کاربرد روش دورانی به علت سایش بیش از اندازه قطعات حفر چال به کندی و با هزینه زیاد انجام می‌گیرد. مثلاً در سنگ آهک سخت بهتر است از روش ضربه‌ای برای حفر چال استفاده شود و چنانچه بخواهیم روش دورانی را برای حفر چال بکار بریم ناچار به استفاده از دستگاههای سنگین می‌باشیم، اما در سنگ آهک نرم روش دورانی مناسب می‌باشد.

ب- ابعاد دانه‌ها: هر چقدر سنگ دانه درشت‌تر باشد راحتتر می‌توان در آن حفاری نمود. بر حسب نوع دانه‌بندی حتی اگر مینرالهای سنگ یکسان باشد، نتایج عمل در حفاری متفاوت خواهد بود.

ج- مقاومت فشاری سنگها: مقاومت سنگهای مختلف در مقابل فشار متفاوت است و به همین لحاظ در مقابل چالزنی ضربه‌ای رفتارهای متفاوتی نشان می‌دهند اما چون مقاومت کششی سنگها حدود ۱/۰ مقاومت فشاری است، در حفر یک توده سنگ سعی می‌شود از خاصیت کششی سنگها استفاده شود.

د- درزه و شکاف: سطح مشترک بین لایه‌ها ، وجود درزه‌های متفاوت به علت تکتونیک در توده سنگ و وجود گسلها نقاط ضعفی هستند که به شکستن سنگ کمک می‌کنند و با استفاده از این نقاط ضعف می‌توان در بعضی موارد شکستن را راحت‌تر صورت داد، اما یادآور می‌شود که چالزنی در سنگهای شکافدار به

مراتب پردردسرتر از سنگهای بدون درزه و شکاف است. لذا برای حفاری یک توده سنگ به شرح فوق باید چالها در جاهایی زده شوند که کمترین درزه و شکاف وجود داشته باشد.

ه- قابلیت چالزنی: سرعت نفوذ مته حفاری در سنگ بر حسب متر در دقیقه قابلیت چالزنی در سنگ را نشان می‌دهد. قابلیت چالزنی به دو عامل عمده ارتباط دارد:

الف – ماشین حفر چال

ب- نوع سنگ

به همین دلیل نمی‌توان از قابلیت چالزنی بطور مطلق صحبت نمود بلکه در بیان آن همیشه بایستی نوع ماشین و کیفیت آن و همچنین نوع سنگ و مشخصات آنرا در نظر داشت.

چالزنی ضربه‌ای

اساس کار چالزنی ضربه‌ای به قرار زیر است:

سرمته‌ای را روی سنگ گذاشته و به انتهای آن ضربه‌ای وارد می‌کنیم. در اثر این ضربه سرمته مختصری در سنگ فرو رفته و شکافی در آن به وجود می‌آورد، معادل حجم این شکاف سنگ می‌شکند حال چنانچه سرمته را چند درجه بچرخانیم و ضربه دیگری به مته وارد کنیم شکاف دیگری در سنگ ایجاد می‌شود و اگر این کار را تا چرخش یک دور کامل سرمته ادامه دهیم در نهایت استوانه‌ای از سنگ به قطر معادل سرمته و عمق شکاف به وجود می‌آید. اگر سنگ ریزه‌های حاصل را پاک کرده و همین کار را ادامه دهیم، پس از مدتی یک چال به عمق معین حفر می‌گردد. این روش همان است که در قدیم با قلم و چکش حفر می‌کردند. ماشین حفر چال را پرفراتور PERFORUTOR و به اصطلاح معدنکاری چکش می‌نامند. در یک پرفراتور معمولی تعداد ضربه‌های وارده به سرمته تا ۳۰۰۰ ضربه در دقیقه و سرعت چرخش سرمته ۸۰ تا ۱۶۰ دور در دقیقه می باشد.

عوامل مؤثر در راندمان چالزنی ضربه‌ای

الف- نیروی فشاری پشت سرمته: تنها وظیفه‌ای که نیروی فشاری پشت سرمته در چالزنی ضربه‌ای به عهده دارد، عبارتست از برقرار نمودن ارتباط بین سرمته و سنگ قبل از آنکه انرژی ضربه‌ای پیستون به سرمته منتقل شود. بنابراین وظیفه اصلی خرد نمودن سنگ فقط به عهده انرژی ضربه‌ای پیستون دستگاه حفاری خواهد بود. اگر چه نیروی فشاری پشت سر مته مستقیماً در عمل خرد نمودن سنگ و یا کانی وظیفه‌ای را به عهده ندارد، معهذا به قدری در تغییر راندمان چالزنی ضربه‌ای موثر است که می‌توان از آن به عنوان پدال گاز دستگاه حفاری نام برد.

ب- انرژی ضربه‌ای ویژه پیستون پرفراتور و تعداد ضربات سرمته در دقیقه: انرژی ضربه‌ای ویژه پیستون عبارت از مقدار انرژی است که در حرکت رفت پیستون هنگام وارد آمدن ضربه به مته، به آن انتقال داده می‌شود و مقدارش با صرفنظر نمودن از اصطکاک از رابطه $E=1/2mv^2$ بدست می‌آید.

گرچه هم انرژی ضربه‌ای ویژه پیستون و هم تعداد ضربات آن در دقیقه در سرعت چالزنی مؤثرند، ولی توجه به این نکته ضروری است که این دو عواملی هستند که مربوط به ساختمان دستگاه حفاری بوده و معدنچی دخالت مستقیمی در تغییر آنها ندارد.

ج- زاویه چرخش و تعداد دورهای سرمته در دقیقه: چنانچه اثر یک سرمته ساده را که حین چالزنی روی سنگ و یا کانی گذارده شده است با اثر آن در نتیجه ضربه بعدی مقایسه نماییم، ملاحظه می‌کنیم که سرمته به اندازه زاویه مشخص چرخیده است. این زاویه را برحسب تعریف زاویه چرخش سرمته نامگذاری می‌نماییم. برای هر سنگ زاویه چرخش مشخصی برای سرمته وجود دارد که اگر سرمته در اثر هر ضربه پیستون به آن اندازه بچرخد تحت شرایط مساوی باعث حصول بزرگترین سرعت چالزنی خواهد شد. این زاویه را زاویه چرخشی بهینه سرمته می‌نامند. هر چقدر سنگ سخت‌تر باشد، زاویه بهینه کوچکتر است.

د- فشاری هوای فشرده: انرژی لازم در چالزنی ضربه‌ای بصورت معمول توسط هوای فشرده تامین می‌شود. بدیهی است که تغییرات در فشار هوای فشرده موجب تغییرات در انرژی ضربه‌ای پیستون و در نتیجه سرعت چالزنی خواهد شد.

همانگونه که می‌دانیم فشار هوای فشرده تاثیر مستقیم روی انرژی جنبشی پیستون و در نهایت سرعت چالزنی خواهد داشت. اگر چه این جمله از نظر محتوا صحیح است ولی عملی نمودن آن به دلایل مختلف ممکن نیست. از جمله آن دلایل عبارتست از:

۱. در صورتیکه فشار هوای فشرده بیش از ۷ تا ۸ اتمسفر انتخاب شود، اضافه سرعتی که در چالزنی حاصل می‌شود قادر نخواهد بود که مخارج انرژی مصرفی بیشتر را تامین کند. بنابراین انتخاب فشارهای بزرگتر اقتصادی و مقرون به صرفه نخواهد بود.
۲. فشارهای بزرگتر از ۷ تا ۸ اتمسفر باعث خستگی زودرس در وسایل حفاری شده و بخصوص موجبات شکست مته را فراهم خواهد نمود.

ه- خروج ریزه‌های حفاری از ته چال: عدم خروج به موقع ریزه‌های حفاری از ته چال باعث مشکلات زیر می شود:

- گیر کردن مته در چال حین حفر چال
- پایین آمدن سرعت چالزنی
- کم شدن راندمان ماده منفجره

از دیگر عوامل دخیل در راندمان حفاری می‌توان به موارد زیر نیز اشاره نمود:

- تاثیر تکتونیک در راندمان چالزنی
- تاثیر **قطر چال در راندمان چالزنی**

چالزنی ضربه‌ای به روش D.T.H

- در این روش قسمت ضربه‌زن چکش حفاری در ته چال قرار دارد و مستقیماً روی سرمته ضربه می‌زند. چون در این حالت واسطه‌ای بین سرمته و ضربه زدن وجود ندارد، مقدار قابل توجهی از وزن مته حذف خواهد شد و در نتیجه اتلاف انرژی کم می‌گردد و حداکثر مقدار اتلاف انرژی ضربه‌ای صرف خرد کردن سنگ می‌شود.
- با روش DTH می‌توان چالهایی به قطر ۸۰ تا ۷۰۰ میلیمتر حفر کرد.
- سرمته‌ها و دستگاه ضربه‌زن با قطرهای مختلف ساخته شده‌اند و عموماً اندازه دستگاه ضربه‌زن است که قطر چال را مشخص می‌کند.

چالزنی دورانی

- در این روش حفر چال، سرمته روی سنگ فشرده شده و چرخش آن سبب خراشیده شدن سنگ می‌گردد. خرده ریزهای حاصل را با هوای فشرده از چال خارج می‌کنند.
- این نوع چالزنی در معادن بزرگ روباز که قطر چال ۱۵۰ تا ۷۰۰ میلیمتر است، رایج می‌باشد.
- در ابتدا از این روش برای حفر چال در سنگهای با قدرت سائیدگی کم استفاده می‌شد اما با تغییراتی که در ساختمان سرمته داده شده و تحولاتی که در جنس آن بکار رفته است در حال حاضر چالزنی دورانی در سنگهای سخت و برای حفر چالهایی به قطر ۱۵۰ تا ۲۵۰ میلیمتر کاملاً با چالزنی ضربه‌ای و DTH رقابت می‌کند.
- چالزنی دورانی بیشتر برای سنگهای شکافدار بکار می‌رود زیرا سرعت زیاد چرخش سرمته سبب می‌شود که امکان گیر افتادن آن کم شود. هوای فشرده از طریق سوراخ وسط میله‌های مته به سرمته رسیده و علاوه بر خنک کردن سرمته موجب خارج شدن خرده‌ریزهای حفاری از فیمابین جدار و مته می‌شود.
- علاوه بر هوای فشرده می‌توان از آب نیز استفاده نمود تا از ایجاد گرد و خاک جلوگیری شود.

انفجار در معادن زیرزمینی

- در معادن زیرزمینی و پروژه‌های عمرانی نیاز است که تونل و گذرگاه‌های زیرزمینی (Drift) حفر شود. این کار هم با ماشین تونلزنی (البته در معادن خیلی کم است) و هم با انفجار صورت می‌پذیرد.

محاسن استفاده از ماشین تونلزنی:

- آسیب رساندن کمتر به محیط اطراف
- ایجاد سطوح صاف و نیاز به نگهداری و / یا پوشش بتنی کمتر
- نیاز به تعداد نیروی انسانی کمتر
- ایمنی بالاتر

محدودیت‌های استفاده از ماشین تونلزنی:

- عدم انعطاف‌پذیری در ایجاد تونل با سطح مقاطع غیر دایروی
- زمینی که حفر می‌شود از نظر زمین‌شناسی نباید خیلی متغیر باشد (تناوب سازند نداشته باشد)
- شعاع انحناء (curvature) تونل باید بیشتر از ۳۰۰ متر باشد
- آغاز عملیات حفاری پر هزینه است
- به نیروهای با تخصص بالا نیاز دارد

خرد کردن سنگ توسط عملیات حفاری و انفجار اغلب موارد فوق‌الذکر را حل می‌نماید، زیرا هر چقدر هم که سطح مقطع بزرگ باشد، می‌توان عملیات کنده‌کاری را طی چند مرحله با پیشروی گذرگاه زیرزمینی، شکست‌های جانبی و / یا ایجاد پله به پیش برد، افزون بر این استفاده از جامبو دریل‌های پیشرفته امکان ایجاد هر گونه سطح مقطع را فراهم نموده است.

- چرخه حفاری در کارهای زیرزمینی شامل مراحل زیر است:

1) Blasthole drilling
2) Charging

3) Blasting
4) Ventilation
5) Scaling & grouting (if necessary)
6) Loading & Haulage, and
7) Setting up of the new round

- ***چگونگی انجام کار به عوامل زیر بستگی دارد:***

1. Drilling equipment used
2. Time available for the operation
3. Type of rock
4. Type of support. and
5. Ventilation system

- در هنگام حفر فضاهای زیرزمینی وجود سطح آزاد الزامی است. چون یک سطح آزاد بیشتر وجود ندارد، لازم است یک سطح آزاد دیگر هم ایجاد شود که آنرا برش می‌نامند و دو حالت دارد:

1 (Parallel چالهای عمود بر کار ولی موازی هم برای تونلهای بزرگ

2(Angled چالهای زاویه‌دار برای تونلهای کوچک

- هر برش می‌تواند از چندین مقطع تشکیل شود ولی ۴ مقطع کافی است

طراحی تونل کنی

برای طراحی تونل کنی، سطح مقطع تونل را از نظر حفر چال به سه بخش تقسیم می کنند:

- بخش برش
- بخش پیشروی
- بخش محیط

بخش برش

در برش موازی و غیر موازی رعایت آرایش و امتداد چال‌ها بسیار مهم است و نکات زیر مسائلی است که در مورد چال‌های موازی باید مورد توجه قرار داد:

- هر چال باید سطح آزاد بوجود آمده توسط چال خالی را حداقل تحت زاویه ۴۵ تا ۵۰ درجه ببینند.
- حجم چال خالی لااقل جای اضافه حجم حاصل از انفجار را داشته باشد.
- چال‌ها با تأخیر آتش می‌شوند و باید سنگ‌های حاصل از انفجار هر چال از صحنه خارج شده تا چال بعدی آتش شود، در غیر اینصورت حرکت سنگ‌ها در اثر انفجار متوقف شده و چال خفه خواهد شد.

بخش پیشروی

چال‌های پیشروی موازی یکدیگر و عمود بر سینه کار حفر می‌شوند. طول چال‌های پیشروی و چال‌های برش مساویند.

باید به خاطر داشت که پیشروی تونل در گرو صحت عمل چال‌های برش است.

بخش محیط

برای اینکه به سنگ‌های باقیمانده که محیط تونل را تشکیل می‌دهند لطمه‌ای نخورد باید یکی از روش‌های آتشکاری کنترل شده مثل Smoot Blasting را در پیرامون تونل بکار برد.

انفجار در معادن زیرزمینی

برای اولین بار در سال ۱۹۸۲ Holmberg روشی را که بنام سوئدی معروف بود اصلاح و فرموله کرد و در سال ۱۹۹۰ آقای Olofsson اصلاحات جزئی در فرمول سوئدی ایجاد کرد. بعضاً بمنظور پیشروی مناسب بین برش‌های پیرامون تونل چالهایی بنام helper hole یا Stoping حفر می‌کنند.

در این روش:

X=0.95L

$$L = 0.15 + 34.1\,D_2 - 39.4\,D_2^{\,2}$$

X: میزان متوسط پیشروی

L: طول چال‌های انفجاری در برش‌های ۴ مقطعی

D_2: قطر چال خالی (متر) - Empty (Relief) blasthole

- در مقطع ابتدا یک چال خالی به قطر 65-175mm حفر می‌کنند، بعضا بجای یک چال با قطر زیاد چند چال کوچک خالی با قطر کم حفر می‌کنند، به طوریکه:

$$D_2 = D_2' \times \sqrt{NB}$$

D'_2: قطر چال‌های خالی کوچک (متر)

NB: تعداد چالهای خالی کوچک

- ***مقطع اول:***

$$B_1 = (1.5 - 1.7)D_2 \approx 1.7D_2$$

B1 : B تئوری

$$BC_1 = 1.7D_2 - E_p$$

E_P : خطای حفاری (m)

$$E_p = \alpha L + e'$$

BC_1 : B عملی (Practical burden)

e' : میزان اندازه‌گیری خطای مختصات سر چال (m)

α : انحراف زاویه‌ای (mm/m)

$$q_l = 55D_1\left[\frac{B}{D_2}\right]^{1.5}\left[B - \frac{D_2}{2}\right]\left[\frac{c}{0.4}\right]\left[\frac{1}{RWS_{ANFO}}\right]$$

$q_l(\frac{kg}{m})$: تراکم خطی خرج

$$S_1 = \sqrt{2}(BC_1 - E_p)$$

D_1: قطر چالهای انفجاری (m)

$T=10\ D_1$

- ***مقطع اول:***

$$N_{Dynamit} = \frac{L-T}{L_d}$$

B: حداکثر فاصله بین چال‌ها و بار سنگ در هر مقطع BC_1, BC_2 و... (m)

c: ضریب ثابت سنگ (0.3-0.5)

RWS_{ANFO} : مقاومت وزنی نسبی ماده منفجره نسبت به آنفو

T: طول پودر گذاری

$N_{Dynamit}$: تعداد دینامیتها

L_d : طول دینامیت (25-30 cm)

- ***مقطع دوم:***

$$B_2 = 8.8\times10^{-2}\sqrt{\frac{S_1.q_l.RWS_{ANFO}}{c\times D_1}}$$

$$B_2 = 10.5\times10^{-2}\sqrt{\frac{(B_1-E_p).q_l.RWS_{ANFO}}{c\times D_1}}$$

$$BC_2 = B_2 - EP$$

$$BC_2 \le 2S_1$$

$$S_2 = \sqrt{2}(BC_2 + \frac{S_1}{2})$$

- ***مقطع سوم:***

$$B_3 = 8.8\times10^{-2}\sqrt{\frac{S_2.q_l.RWS_{ANFO}}{c\times D_1}}$$

$$B_3C = B_3 - E_p$$

$$S_3 = \sqrt{2}\left(BC_3 + \frac{S_2}{2}\right)$$

- ***مقطع چهارم:***

$$B_q = 8.8\times10^{-2}\sqrt{\frac{S_3.q_l.RWS_{ANFO}}{c\times D_1}}$$

$$BC_4 = B_4 - E_p$$

$$S_4 = \sqrt{2}(BC_4 + \frac{S_3}{2})$$

انفجار کف سطح مقطع تونل

$$B = 0.9\sqrt{\frac{q_l\times RWS_{ANFO}}{c'\times f(S/B)}}$$

d : قطر چال‌های انفجاری کف سطح مقطع (mm)

$$c' = c + 0.05 \qquad for \qquad B \geq 1.4m$$

$$c' = c + \frac{0.07}{B} \qquad for \qquad B\langle 1.4m$$

البته در عمل $c' = 0.45$ (ضریب ثابت سنگ اصلاح شده) است.

f (Fixation factor) : فاکتور استحکام که وابسته به نیروی ثقل و تأخیر است.

عموماً $f = 1.45$ و $S/B = 1$ می‌باشد.

در حفر چالهای کف میزان انحراف (α)را نیز در نظر می‌گیرند.

$$\Delta x = L.\sin\alpha$$

$$N_B = \left[\frac{w + 2L\sin\alpha}{B} + 2\right]$$

$$S_C = S - L\sin\alpha$$

$$S = \frac{w + 2L\sin\alpha}{N_B - 1}$$

$$L_b = 1.25\, B_C$$

$$B_C = B - LSin\alpha - Ep$$

N_B: تعداد چال‌های حفر شده

w: عرض تونل

B: B تئوری

B_C: B واقعی

L: طول چال

S_C: فاصله واقعی بین چالها

S: فاصله تئوری بین چالها

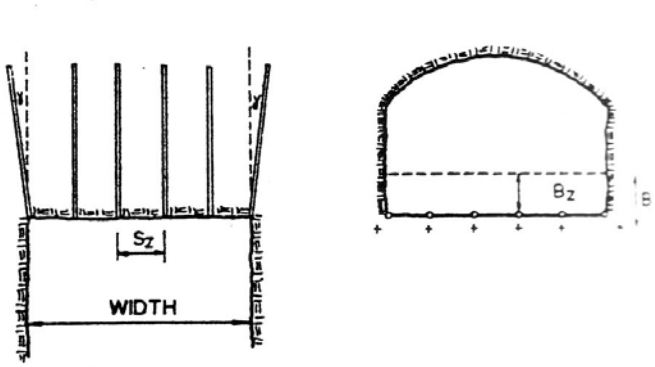


Fig. 22.15. Geometry of the lifters.

$$L_c = L - L_b - 10D_C$$

$$B \le 0.6L$$

$$T = 10D_C$$

L_b: فاصله خرج ته چال

Lc: طول خرج بدنه چال

T: طول پودر سنگ

عموماً خرج بدنه چال 75% خرج ته چال می‌باشد.

انفجار Helper یا Stoping

از نظر محاسبه B, S, q_l شبیه چال‌های کف است، ولی

Breaking Direction of Stoping Holes	f (Fixation factor)	S/B
Upwards and horizontally	1.45	1.25
Downwards	1.20	1.25

انفجار چالهای پیرامون تونل Contour Blast Holes Roof

اگر نیاز به دیواره صاف در سقف نباشد: $f=1.2$ $S/B=1.25$

$q_c=0.5q_f$

q_c خرج بدنه چال

q_f خرج ته چال

اگر نیاز به دیواره صاف باشد باید از روشهای انفجاری کنترلی Smooth blasting استفاده شود.

D_1 : قطر خرج داخل چال

$S=k_sD_1$ $S/B=0.8$

$q_{lc}=90D_1^2$ $15<k_s<16$

دقت کنید که اینجا بر خلاف انفجار معمولی که S بیشتر از B است، S کمتر از B انتخاب می‌شود.

$$NB=\frac{\text{عرض تونل}}{\text{فاصله داری چالها}}+۲$$

عموماً از روش Decupling استفاده می‌شود.

انفجار دیواره‌های تونل Wall Blast Hole

کلیه روابط گفته شده برای کف صادق است با این تفاوت که $S/B=1.25$ انتخاب می‌شود.

برای ساده‌سازی محاسبات بخش برش جدول زیر ارائه می‌شود.

Section of the cut	Side of the section	Burden
1	$S_1 = \sqrt{2}B_1$	$B_1 = 1.5D_2$
2	$S_2 = 1.5B_2\sqrt{2}$	$B_2 = B_1\sqrt{2}$
3	$S_3 = 1.5B_3\sqrt{2}$	$B_3 = 1.5B_2\sqrt{2}$
4	$S_4 = 1.5B_4\sqrt{2}$	$B_4 = 1.5B_3\sqrt{2}$