فهرست مطالب

فصل یازدهم: انفجار برای تونل‌ها و جاده‌ها ۹

۱۱-۱- مقدمه ۱۰

۱۱-۲- مکانیک انفجار ۱۲

۱۱-۳- اصطلاحات چال‌های انفجار ۱۳

۱۱-۴- انواع برش ۱۴

۱۱-۵- کارایی انفجار تونل ۱۶

۱۱-۶- پارامترهای مؤثر بر نتایج انفجار تونل ۱۷

۱۱-۶-۱- خصوصیات توده‌ی سنگ ۱۷

۱۱-۶-۲- اندازه‌ی تونل ۲۱

۱۱-۶-۳- عمق تونل ۲۳

۱۱-۶-۴- انحراف چال انفجار ۲۳

۱۱-۷- مدل‌هایی برای پیش‌بینی نتایج انفجار تونل ۲۴

۱۱-۷-۱- شارژ خاص ۲۴

۱۱-۷-۲- تخریب توده‌ی سنگ ۲۵

۱۱-۷-۳ پرتاپ، پروفیل نخاله‌ها و خردشدن ۲۹

۱۱-۷-۴- مدل‌های کلی نگر ۲۹

۱۱-۸- طرح انفجار ۳۰

۱۱-۸-۱- عمق دور ۳۰

۱۱-۸-۲- چال‌های هر دور ۳۲

۱۱-۸-۳- مواد منفجره و لوازم جانبی ۳۳

۱۱-۸-۴- خرج هر چال ۳۴

۱۱-۸-۵- سربار ۳۵

۱۱-۸-۶- نوع، تاخیر و ترتیب شروع ۳۶

۱۱-۸-۷- انفجار محیطی ۳۷

۱۱-۸-۸- طرح انفجار به کمک کامپیوتر ۴۲

۱۱-۸-۹- بهینه سازی طرح انفجار تونل ۴۳

منابع ۴۴

فصل دوازدهم: پـیـچ سنـگ ۵۱

۱۲-۱-پیچ‌سنگ ۵۲

۱۲-۲- انواع پیچ‌سنگ ۵۲
۱۲-۳- انتخاب پیچ‌سنگ ۵۸
۱۲-۴- نصب پیچ‌سنگ ۶۰
۱۲-۴-۱- پیمایش و سنجش ۶۰
۱۲-۴-۲- نصب ۶۱
۱۲-۴-۳- پیش تنیدگی ۶۱
۱۲-۴-۴- مش سیمی ۶۲
۱۲-۴-۵- گره‌های پیچ‌سنگ ۶۳
۱۲-۵- آزمایش‌های بیرون کشی ۶۳
۱۲-۶- مسلح کردن توده سنگ درزه‌دار در اطراف دهانه ۶۷
۱۲-۶-۱- تیر مسلح ۶۷
۱۲-۶-۲- قوس سنگی مسلح ۷۰
۱۲-۷- الگوی پیچ‌سنگ گذاری ۷۳
۱۲-۸- پیچ‌سنگ گذاری درکف ۷۳
منابع ۷۴
فصل سیزدهم: خطرات تونل‌سازی ۷۷
۱۳-۱- مقدمه ۷۸
۱۳-۲- خطرات تونل‌سازی ۸۰
۱۳-۳- روش‌ها و مطالعات تجربی جهت پیش‌بینی درجه لهیدگی ۸۶
۱۳-۴- ریزش ناگهانی تونل ۸۶
۱۳-۵- حفره‌های دودکش‌مانند ۸۷
۱۳-۶- خطرات زیست‌محیطی مرتبط با گازهای سمی یا قابل انفجار و افت حرارت گرمایی ۸۸
۱۳-۷- تعاملات و برهم‌کنش‌های بین پارامترهای سنگ ۹۰
۱۳-۸- نتایج قابل توجه ۹۱
منابع ۹۲
فصل چهاردهم: ابزار دقیق در تونل ۹۳
۱۴-۱- مقدمه ۹۴
۱۴-۲- ملاحظات اساسی و الزامات طراحی حفره در سنگ ۹۴
۴-۳- اطلاعات مورد نیاز ۹۵
۱۴-۴- تجهیزات ابزار دقیق جهت ساخت تونل ۹۸
۱۴-۴-۱- دلایل استفاده ازتجهیزات ابزار دقیق تونل ۹۸
۱۴-۵- تنش میدانی ۹۸
۱۴-۵-۱- تنش‌های اولیه و القایی ۹۹

۱۴-۵-۲- اندازه‌گیری تنش درون توده‌ی سنگ ۹۹
۱۴-۵-۳- تنش‌های در سطح سنگ ۱۰۲
۱۴-۶- فشار نگهداری در تونل‌ها ۱۰۳
۱۴-۶-۱- اندازه‌گیری توسط سلول‌های بار و سلول‌های فشار ۱۰۳
۱۴-۶-۲- اندازه‌گیری توسط کشش‌سنج ۱۰۷
۱۴-۶-۳- اندازه‌گیری توسط کرنش‌سنج ۱۰۸
۱۴-۷- اندازه گیری رفتار توده‌ی سنگ اطراف یک حفره زیرزمینی توسط کشش سنج گمانه آزمایشی ۱۰۸
۱۴-۸- بررسی موردی ۱۰۹
۱۴-۸-۱- نتایج ثبت‌شده توسط سلول‌های بار ۱۰۹
۱۴-۸-۲- نتایج ثبت‌شده توسط سلول‌های فشار ۱۱۰
۱۴-۸-۳- نتایج جمع‌شدگی دهانه تونل ۱۱۰
۱۴-۸-۴- جمع‌شدگی تونل و میزان بار بر روی نگهدارنده‌ها ۱۱۱
۱۴-۸-۵- نتایج ثبت‌شده توسط کشش‌سنج گمانه آزمایشی ۱۱۱
۱۴-۸-۶- نتایج کشش‌سنج گمانه در حفره‌ی زیرزمینی بزرگ ۱۱۴
۱۴-۹- طرح‌یک مقطع آزمایشی ۱۱۴
منابع ۱۱۶
فصل پانزدهم: ماشین‌آلات تونل‌سازی ۱۱۷
۱۵-۱- کلیات ۱۱۸
۱۵-۲- ناهماهنگی سیستم ۱۱۹
۱۵-۳- جامبو تونل ۱۲۰
۱۵-۴- تجهیزات حمل سنگ‌های استخراج‌شده ۱۲۰
۱۵-۵- ماشین حفرتونل ۱۲۱
۱۵-۶- ایمنی در طی تونل‌سازی ۱۲۵
منابع ۱۲۷
فصل شانزدهم: کیفیت توده سنگ برای ماشین حفر تونل (QTBM) ۱۲۹
۱۶-۱- مقدمه ۱۳۰
۱۶-۲- Q و QTBM ۱۳۰
۱۶-۳- رابطه بین نرخ پیشروی و نرخ نفوذ ۱۳۵
۱۶-۴- اثر فرسایش تیغه حفار ۱۳۶
۱۶-۵- رابطه میان نرخ نفوذ و نرخ پیشروی باQTBM ۱۳۶
۱۶-۶- تخمین زمان اتمام تونل ۱۳۷
منابع ۱۳۹

فصل هفدهم: تـونـل‌هـای متـرو **۱۴۱**
۱۷-۱- معرفی ۱۴۲
۱۷-۱-۱- یافته‌های انجمن بین المللی تونل‌سازی ۱۴۴
۱۷-۲- ماشین‌های حفاری TBM سپردار ۱۴۵
۱۷-۳- پوشش پیش ساخته ۱۴۸
۱۷-۴- بررسی شرایط ساختمانها و محدودیتهای لرزهای ۱۴۸
۱۷-۵- ضربه بر ساختمان‌ها ۱۴۹
۱۷-۶- فرونشست ۱۵۱
۱۷-۷- دهانه و شیبهای برش ۱۵۱
منابع ۱۵۳
فصل هجدهم: تونل‌سازی در خاک‌های متورم شونده **۱۵۵**
۱۸-۱- مقدمه ۱۵۶
۱۸-۲- فشارهای وارد بر نگهدارنده‌ها در زمینهای تورمی ۱۵۷
۱۸-۳- تغییرات فشار نگهدارنده با زمان ۱۶۱
۱۸-۴- نمونه‌های از پروژه‌ها ۱۶۳
۱۸-۴-۱- تونل مالگاورت ۱۶۳
۱۸-۴-۲- تونل بالو ۱۶۴
۱۸-۵- روش طراحی ۱۶۴
منابع ۱۶۶
فصل نوزدهم: تونل‌سازی در زمین‌های مستعد لهیدگی (مچاله شوندگی) **۱۶۹**
۱۹-۱- مقدمه ۱۷۰
۱۹-۲- معیار برای زمین‌های مچاله شونده (لهیده شونده) ۱۷۱
۱۹-۳- تئوری الاستو-پلاستیک زمین‌های با شرایط لهیدگی ۱۷۲
۱۹-۴- جابجایی دیوارهای تونل ۱۷۳
۱۹-۵- ناحیه تراکم در محدوده ناحیه شکست ۱۷۶
۱۹-۶- پیشروی جبهه کار در برابر ناحیه شکست ۱۷۷
۱۹-۷- منحنی پاسخ زمین جبهه کار در برابر ناحیه شکست ۱۷۷
۱۹-۷-۱- اعتبار تئوری در میدان ۱۷۹
۱۹-۸- معیار کرنش در زمین‌های مستعد لهیدگی ۱۸۰
۱۹-۸- طراحی نگهدارنده ۱۸۴
۱۹-۸-۱- اقدامات پیشگیرانه در تونل‌سازی ۱۸۵
منابع ۱۸۷

فصل یازدهم

انفجار برای تونل‌ها و جاده‌ها

یک راه حل تقریبی برای یک مسئله‌ی درست مطلوب‌تر است

از یک راه‌حل دقیق برای مسئله‌ای نادرست.

(ارتش ایالات متحده آمریکا ۱۹۷۱)

۱۱-۱- مقدمه

خاکبرداری و حفاری در جاده‌های معادن، گذرگاه‌ها و تونل‌ها از کارهای رایج در پروژه‌های مهندسی راه و ساختمان است. در مناطق بدون وجه آزاد، روش انفجار جامد[1] برای حفاری تونل‌ها، گذرگاه‌ها و جاده‌های معدن بکار گرفته می‌شود که دارای مشابهت‌های زیادی در شکل انجام امور و عملیات مختلف در حین حفاری می‌باشند. لذا برای راحتی در این بخش کلمه انفجار بعنوان انفجار تونل نامبرده می‌شود. در حال حاضر دانش و تجربیات گسترده‌ای در معدن بدست آمده که بیشتر مربوط به تونل‌زنی می‌باشد.

درصد زیادی از فعالیت‌های سالانه در تونل‌زنی، با روش حفاری با مته و انفجار می‌باشد. با وجود بروز مشکلات ناشی از انفجار از قبیل تخریب توده‌ی سنگ، حفاری و انفجار هنوز دارای انعطاف‌پذیری بی‌همتایی و فاقد محدودیت‌های حفاری ماشینی[2] (TBM) است. علیرغم عدم وجود پیشرفت تکنیکی خاص، مزایایی از قبیل سرمایه‌گذاری کم، دردسترس بودن انرژی شیمیایی ارزان به شکل مواد منفجره، پذیرش آسان توسط مهندسان تجربی، حداقل استهلاک و تطبیق پذیری گسترده، موجب شده که تا امروز روش حفاری و انفجار، تکنیک غالب بر روش‌های حفاری مکانیکی باشد.

انفجار برای تونل‌زنی عملیات دشواری است که به مهارت و تکنیک نیاز دارد. از آنجا که تونل‌ها با اندازه و شکل‌های متفاوت، در شرایط توده‌های مختلف سنگی حفر می‌شوند، طراحی مناسب انفجار، شامل الگوی حفاری[3]، تعداد و نوع مواد منفجره[4]، ترتیب زمانی شروع انفجار چاشنی برای بدست آوردن یک نتیجه‌ی خوب که موجب کمترین صدمه به توده‌ی سنگ اطراف شود، بسیار ضروری است. هزینه و زمانبری حفاری، اغلب براساس میزان پیشرفت و تخریب ناخواسته از انفجار تعیین می‌شود. بنابراین پیشرفت سریعتر با حداقل هزینه، همواره هدف اصلی انفجار تونل است. اولویت‌ها در میان نتایج اولیه‌ی انفجار تونل (مانند مصرف خاص مواد منفجره[5]، حفاری خاص[6]، بیش‌خردشدگی/کم خردشدگی[7]) می‌تواند از یک سایت تا سایت دیگر براساس شرایط سنگ فرق کند.

1. solid blasting method
2. tunnel boring machine
3. drilling pattern
4. type of explosive
5. specific explosive consumption
6. specific drilling
7. verbreak/underbreak

تصمیمات جهت تصحیح الگوی انفجار یا شکل تونل با این نقطه نظر که بتوان عمل انفجار را بهینه نمود، گرفته می‌شود.

حفاری تونل‌ها بصورت انفجار تمام وجه بجز در شرایط توده سنگ ناسالم از نظر زمین شناسی، دارای اولویت بیشتری می‌باشد. حفاری و انفجار در تونل‌های بزرگ با سطح مقطع ۸۰-۹۰ متر مربع در توده‌های سنگ سالم با روش تمام وجه دریک دور، بسیار معمول است.

به هرحال تونل‌ها با سطح مقطع بزرگتر از ۵۰ متر مربع که در شرایط زمین سست حفاری می‌گردند، عموماً در بخش‌های کوچکتر حفر می‌گردند و در برخی مواقع روش جدید تونل‌زنی اتریشی (NATM[1]) و روش تونل‌زنی نروژی (NTM[2]) نیز بکار گرفته می‌شود (همانطور که در فصل ۹ و ۱۰ بحث شد).

جامبوهای حفاری[3] کاربرد رو به افزایشی پیدا کرده‌اند و جایگزین جک‌های چکشی سنتی شده‌اند که موجب کاهش زمان حفاری و افزایش دقت عملیات اجرایی گردیدند.

ابداع مته‌های جامبوی الکتروهیدرولیک با بوم‌های چندگانه[4]، سیستم چاشنی غیر الکتریکی[5]، مواد منفجره با قطر کم برای انفجار لایه‌ای و کنترل شکست، از دستاوردهای اخیر در انفجار تونل می‌باشند. پیش‌بینی و کنترل تخریب انفجار، کاربرد کامپیوتر در حفاری، مدلسازی عددی برای طراحی انفجار، استفاده از سیستم‌های مهندسی سنگ برای بهینه سازی و اولویت‌بندی فعالیت‌ها، زمینه‌های تحقیقاتی در دنیای پر رقابت و فن آوری بالای تونل‌زنی امروزه می‌باشد. درحال حاضر از رویکرد سیستمی در انفجار تونل استفاده می‌شود تا آن را هر چه بیشتر علمی، دقیق، ایمن و اقتصادی نماید.

در انفجار تونل مواد منفجره بایستی در شرایط سختی ایفای نقش نمایند، مثلاً بعنوان وجه‌ی آزاد[6] تک در مقابل با انفجار پاشنه که در آن حداقل دو وجه‌ی آزاد وجود دارد. از این رو مته‌کاری و مواد منفجره‌ی بیشتری به ازای هر واحد حجم سنگ که بایستی خرد گردد، در حالت اول مورد نیاز است.

سطح آزاد دوم که برش[7] نامیده می‌شود، در ابتدا در حین فرآیند انفجار ایجاد می‌گردد و راندمان اجرای انفجار تونل بطور وسیعی، وابسته به اجرای مناسب برش می‌باشد. فاکتورهایی که

1. New Austrian Tunnelling Method
2. Norwegian Tunnelling Method
3. jumbo drills
4. multiple booms
5. non-electric initation
6. free face
7. cut

روی عملکرد برش و نتایج انفجار موثرند، وابسته به عواملی از قبیل نوع توده‌ی سنگ، الگوی انفجار و شکل و قواره تونل می‌باشند. هنگامی‌که یک الگوی انفجار بدون توجه به خواص توده سنگ طراحی می‌گردد، معمولا نتایجی پایین‌تر از حد میانگین و معمول بدست می‌آید.

۱۱-۲- مکانیک انفجار

مکانیک انفجار تونل را می‌توان به دو مرحله دسته بندی نمود. در ابتدا یک تعداد کم از چال‌ها که چال‌های برش نامیده می‌شوند، منفجر می‌گردند تا وجه‌ی آزاد یا شکاف یا برش در طول محور تونل گسترش یابد. این امر شرایط یک انفجار جامد را نشان می‌دهد که در آن هیچ وجه‌ی آزاد اولیه قابل دسترسی نباشد. در ابتدا برشی ایجاد شده و چال‌های باقیمانده به سمت این برش منفجر می‌گردند. این مرحله از انفجار شبیه انفجار پاشنه با محدودیت بیشتر است.

نتایج انفجار تونل در ابتدا به راندمان انفجار چال برش بستگی دارد. اولین آتش مواد منفجره در برش همانند انفجار دهانه آتشفشان است، بطوری که در آن فقط یک وجه آزاد در نزدیکی خرج وجود دارد (فورنی[1]، ۱۹۹۳). تئوری خرج کروی دهانه آتشفشانی لیوینگستون[2] اشاره دارد که شکست ناشی از انفجار بوسیله فشار گاز حاصل از انفجار است که توسط لیو و کاتسابانیس[3] در سال ۱۹۹۸ ارائه شده است. از آن زمان به بعدیک سری از آزمایشات انفجار آتشفشانی انجام و مفاهیم متفاوتی گزارش شده است. دوال و اتچیسون[4] (۱۹۵۷)، ویلسون[5] (۱۹۸۷) و دیگران باور دارند که موج تنش بوجود آورنده شکست شعاعی علت اصلی خردشدگی انفجار است و فشار گاز فقط موجب ادامه‌ی گسترش شکست ایجاد شده توسط موج تنش می‌شود. سیم‌ها[6] (۱۹۸۷) و هومرت[7] (۱۹۸۷) نیز چنین نقطه نظری دارند.

طبیعت تأثیر دو فشار یعنی تنش و گاز در توده‌های سنگ درزه‌دار، با یکدیگر متفاوت‌اند. بدلیل‌این که درزه‌ها محدود کننده انتشار موج تنش هستند، موج‌های تنش در خرد شدگی مفیدند. از طرف دیگر گازها در سطوح درزه‌ها نفوذ کرده و تلاش می‌کنند که بلوک‌های سنگ از یکدیگر جدا شوند. اندازه و شکل تکه‌های خرد شده در تشکیلات زمین شناسی درزه‌دار تحت

1. Fourney
2. Livingston’s spherical charge crater theory
3. Liu and Katsabanis
4. Duvall and Atchison
5. Wilson
6. Simha
7. Hommert

تأثیر فشار گاز و خصوصیات درزه می‌باشند. فورسیت[1] (۱۹۹۳) و هاگان[2] (۱۹۹۵) نیزاین موضوع را تایید کردند.

تجربه‌ی دونگری بوزورگ[3] در انفجار لایه‌های زیرین خاک در معدن روباز منگنز اور[4] در هند این نقطه نظر را تکمیل نمود. خردشدگی ضعیفی بدلیل درزه‌های بازی که مانع انتشار موج‌های تنش می‌شد، مشاهده گردید ولی شکاف دلخواه در درزه‌ها توسط فشار گاز بوجود آمد (چاکرابورتی[5] ۱۹۹۵).

نقش موج تنش و فشارهای گاز در مرحله‌ی دوم انفجار تونل تفاوتی با هم ندارند. اما با توجه به قابل دسترس بودن وجه‌ی آزاد، کاربرد موج تنش افزایش می‌یابد. خردشدن سنگ توسط گسستگی ناگهانی و تنش کششی انعکاسی در مرحله‌ی دوم، بدلیل ساختار برش مرحله‌ی اول، بیشتر می‌باشد.

۱۱-۳- اصطلاحات چال‌های انفجار

انواع چال‌های انفجاری در قسمت‌های مختلف یک مقطع تونل در شکل (۱۱-۱) نشان داده شده است (روستان[6] ۱۹۹۸).

چال‌های پشتی[7] و جانبی یا دنده‌ای[8] به عنوان چال‌های محیطی[9] و سایر چال‌ها، چال‌های تولید[10]، نامیده می‌شوند.

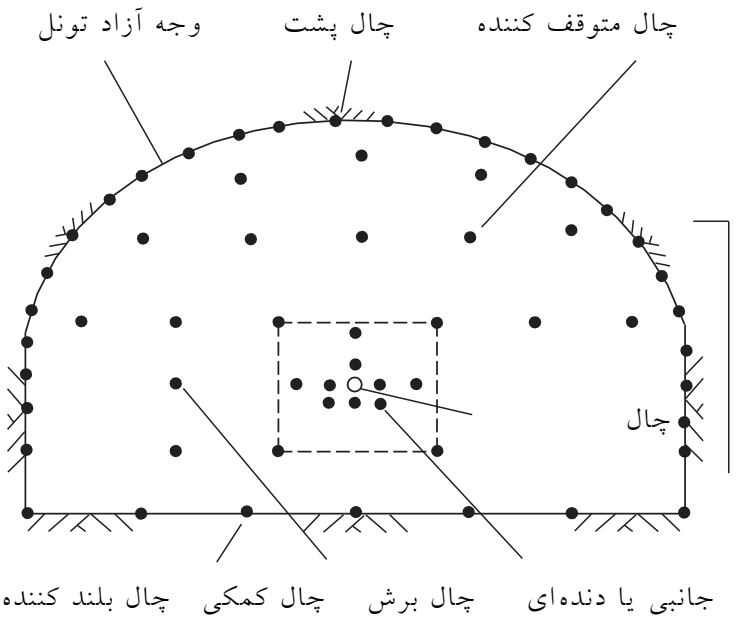
ترتیب احتراق در انفجار تونل بر اساس اصول زیر می‌باشد:

۱) افزایش پیشروی وجه آزاد و احتراق چال‌ها به سمت وجه آزاد حداکثر.

۲) ایجاد وجه‌ی آزاد به سمت بخش پایین تونل بطوری که توقف حداکثر با توجه به گرانش بتواند انجام شود. هر چند وجه‌ی آزاد می‌تواند به سمت بخش میانی یا بالایی تونل در جهت کاهش فشردگی نخاله‌ها هدایت شود.

1. Forsyth
2. Hagan
3. Dongri Buzurg
4. opencast mine of Manganese Ore
5. Chakraborty
6. Rustan,
7. back holes
8. side or rib holes
9. contour holes
10. production holes.

۳) حداکثر وجه آزاد قابل دسترس قبل از آن که چال‌های محیطی منفجر شوند، ایجاد می‌شود، بطوری که حداقل مقدار مواد منفجره برای شکستن سنگ مورد نیاز باشد و خرابی ایجاد شونده ناشی از انفجار به کمترین حد ممکن محدود گردد.



(شکل ۱۱-۱) اسامی‌چال‌های انفجاری در قسمت‌های مختلف یک مقطع از تونل

۱۱-۴- انواع برش

برش می‌تواند توسط زوج چال‌های انفجاری که تحت یک زاویه نسبت به محور تونل حفاری شده، ایجاد گردد.این برش‌ها به نام برش‌های مایل، متقارب یا زاویه‌دار معروفند که از این به بعد تحت عنوان برش‌های متقارب نامیده می‌شود. برش گوه‌ای یا برش V شکل و برش پروانه‌ای معمول‌ترین برش‌های متقارب هستند. مشکل برش‌های متقارب این است که عمق برش، همیشه بدلیل زاویه‌دار بودن برش، کاهش می‌یابد. بنابراین قسمتی از نیروی کششی از دست می‌رود. علاوه بر آن، حداکثر عمق حفاری در برش متقارب وابستگی به عرض بازشدگی دارد. لذا بیشتر از ۵۰ الی ۶۰ درصد عرض تونل را نمی‌توان با برش‌های متقارب مورد کشش قرار داد.

گاهی از اوقات یک برش توسط تعدادی از چال‌های انفجاری موازی با محور تونل حول یک یا چند چال خالی که چال‌های کمکی یا هوا نامیده می‌شوند، بوجود می‌آید. قطراین چال‌ها عموماً از ۵۶ تا

۱۰۰ میلی متر تغییر می‌نمایند. چنین برشی‌یک برش چال موازی نامیده می‌شود که از این به بعد بعنوان برش موازی بیان می‌گردند. برش آتشی، برش مارپیچی و برش چهار مقطعه موازی عموماً به عنوان برش‌های موازی بکار گرفته می‌شود. هاگان (۱۹۸۰) پیشنهاد می‌کند که عمق چال‌های کمکی بایستی ۰/۱ تا ۰/۱۵ متر بیشتر از چال‌های انفجاری باشند. فضای خالی تامین شده توسط چال‌های کمکی، جهت فراهم کردن فضای لازم برای آماسیدن با توجه به خردشدگی، بایستی حداقل ۱۵ درصد حجم برش باشد (هاگان،۹۸۰،سینگ۱۹۹۵). فضای خالی مورد نیاز در ساختار سخت، ترد و شکننده، کمتر و در موارد ضعیف و درزه‌دار بیشتر است. ساختارهایی که فاکتور توده‌ای بزرگتری دارند بدلیل نیازهای بیشتر به ناحیه‌ی فضای خالی برای انفجار مواد خرد شده، بیشتر در معرض گسیختگی برش موازی قرار می‌گیرند. چال‌های اولیه در برش بایستی بایک تاخیر زمانی ۱۰۰ میلی ثانیه یا بیشتر جهت پیشروی، منفجر شوند. در برش موازی معمولا از چاشنی سازگار، بدون حساسیت در فشار دینامیکی و یخ زدگی استفاده می‌شود.

دقت حفاری، نقش بزرگی در موفقیت‌یک انفجار برشی بازی می‌کند و اهمیت آن در دور عمیق‌تر افزایش می‌یابد. جهت خنثی کردن خطای حفاری، چال‌های انفجار معمولا بیش‌تر خرج‌گذاری می‌شوند. الگوها و کامپیوتر که جامبوهای حفاری را کنترل می‌کنند، جهت مینیمم کردن انحرافات بکار برده می‌شوند. لانگه فورس و کیل استروم (۱۹۷۳) و هوک و برون (۱۹۸۰) محدوده‌ی کاری و مزایای متنوعی برای انواع برش‌های موازی و متقارب ارایه نموده‌اند.

فضای خالی مهیا شده توسط چال‌های کمکی در انواع سنگ و کشش حاصل شده در بعضی از تونل‌ها و رانش‌ها در جدول (۱۱-۱) آورده شده است. از جدول (۱۱-۱) مشخص است که اگر RQD بیشتر یا سرعت موج فشار (VP) بزرگتر باشد، فضای خالی بزرگتری مورد نیاز است.

جدول (۱۱-۱) فضاهای خالی فراهم شده دربرش موازی در تونل‌های مختلف (چاکرابورتی،۲۰۰۲)

ردیف	ساختار زمین‌شناسی	qc MPa)	RQD	Vp (m/s)	درصد فضای خالی	کشش (درصد)
۱	ذغال سنگ	۲۳	درزه‌های نزدیک، ۱۰	۹۵۴	۷-۶	۰/۸۸
۲	سنگ	۲۹/۹	۳۶	۲۸۰۰	۸/۷	۰/۷۵
۳	سنگ	۴۶-۱۸	۹۱/۴-۴۰/۷۵	۷۶۹۰-۲۹۱۰	۱	۰/۷۵

تفاوت‌های اصلی بین برش‌های موازی و متقارب عبارتند از:
۱) در برش‌های متقارب، عمق برش همیشه کمتر از برش موازی است برای‌این که چال‌ها تحت‌یک زاویه در برش متقارب حفر می‌گردند. بنابراین کشش کمتر در برش متقارب بدست می‌آید.
۲) پیشرفت در هر دور در برش موازی بر مبنای‌اندازه‌ی چال‌های کمکی طراحی می‌گردد در حالی‌که برای برش متقارب‌اندازه‌ی تونل تعیین کننده است.
۳) تعیین زاویه مناسب چال در برش متقارب دشوارتر است.
۴) چال‌ها در برش موازی نیازمند قرارگیری در کناریکدیگر هستند لذا اگر انحراف کنترل نگردد، امکان به هم پیوستن چال‌ها در انتها وجود دارد.
۵) پرتاب قطعات در انفجار برش موازی به سمت چال کمکی است. لذا نخاله‌ها به فاصله‌ی کمتری پرتاب می‌شوند. به علاوه تکه‌های خرد شده با توجه به حرکت در جهت مخالف، با هم برخورد کرده و ذرات ریز بیشتری تولیدمی‌شود.
برش موازی و برش گوه‌ای یا برش متقارب در گالری‌های ایجاد شده در معدن زغال سنگ سانر، گذرگاه‌های شیبدار پروژه‌ی زغال سنگ تاندسی و در معدن منگنز چیکلا مورد استفاده قرار گرفته است.
بطور معمول یک کاهش در شارژ خاص و حفاری خاص در زمانی که برش به وجه کل کشیده شد، مشاهده گردید.این قابل توجه بود که در تمام موارد نرخ کاهش در هر دو مورد شارژ خاص و حفاری خاص برای برش‌های موازی بیشتر از برش‌های متقارب بوده است. خطوط روند کاهش برای برش‌های موازی و برش‌های متقارب در هر تونل زمانی که سطح مقطع تونل نزدیک به ۲۵ متر مربع بود، بایکدیگر تلاقی کردند. در نتیجه‌این طور نتیجه گیری شد که برش موازی در حالتی که سطح تونل از ۲۵ متر مربع بیشتر است، اقتصادی‌تر و برش متقارب برای حالتی که سطح تونل کمتر از ۲۵ متر مربع است، مقرون به صرفه‌تر است.

۱۱-۵- کارایی انفجار تونل

کارایی انفجار تونل در کل براساس‌یک یا بیش ازیکی از پارامترهای زیر اندازه‌گیری می‌شود:
۱) کشش (پیشرفت/ عمق دور) بیان شده به صورت درصد.
۲) شارژ خاص (کیلوگرم مواد منفجره در متر مکعب یا تن محصول)

۳) حفاری خاص (متر حفاری در مترمکعب یا تن محصول)، یا چاشنی یا فاکتور چال (تعداد چال‌ها در مترمکعب یا تن محصول)
۴) خرابی توده سنگ‌ایجاد شده توسط انفجار و بیش‌خردشدگی یا کم خردشدگی.
خرابی تولید شده در نتیجه‌ی انفجار بصورت شعاعی اندازه گیری شده و بر حسب متر بیان می‌گردد. بیش خرد شدگی و کم خرد شدگی معمولا بصورت حجمی و بر مبنای متر مکعب در توده سنگ باقیمانده در محل اصلی اندازه گیری می‌گردد.این امر ممکن است بصورت درصد حجم طراحی، بیان گردد.
در خیلی از پروژه‌ها، حد مجاز بیش خرد شدگی با عبارت عرض یا ارتفاع تونل تعریف شده است. انجمن مهندسان و معماران سوئیس حد مجاز بیش خرد شدگی را به صورت $A\sqrt{0,07}$ تعریف می‌کنند که در آن A سطح تونل یا ۰/۴ متر هر کدام که کمتر است، می‌باشد (ایناوراتو ۱۹۹۸).
تمامی عملیات‌های انفجاری ذکر شده در بالا بصورت تنگاتنگ بر رو یا ایمنی، نرخ پیشرفت و اقتصاد عملیات تونل‌زنی تأثیرگذار می‌باشند.

۱۱-۶- پارامترهای مؤثر بر نتایج انفجار تونل

پارامترهایی که بر روی نتایج انفجار تونل تأثیر می‌گذارند را می‌توان در سه گروه طبقه بندی نمود:
۱) غیرقابل کنترل - همانند خصوصیات توده سنگ
۲) تا حدی قابل کنترل- همانند
الف) هندسه‌ی تونل
ب) عوامل اجرا
۳) قابل کنترل- همانند پارامترهای طراحی انفجار شامل خصوصیات مواد منفجره.

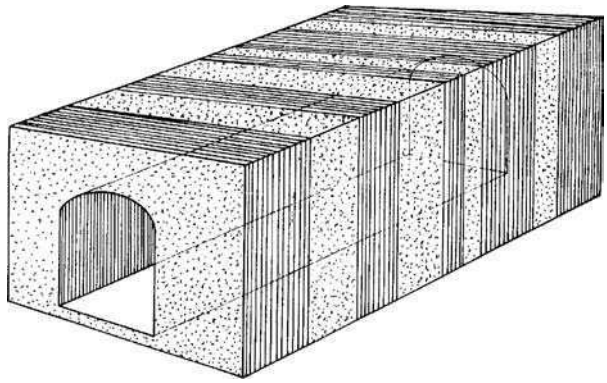
۱۱-۶-۱- خصوصیات توده‌ی سنگ

نتایج انفجار سنگ بیشتر از هر متغیر دیگری تابع خصوصیات سنگ است (هاگان۱۹۹۵). هرگاه متوسط فاصله بین درزه‌ها، شکاف‌ها یا ترک‌ها کاهش یابد از اهمیت مقاومت جنس سنگ کاسته می‌شود در حالی که مقاومت توده سنگ افزایش می‌یابد. لذا انفجار بایستی ترک‌های جدید در توده‌ی سنگ با درزه‌های بازایجاد نماید. از طرف دیگر دریک توده سنگ درزه‌دار، تولید ترک‌های جدید مورد نیاز نبوده و خرد شدن توسط فشار گاز حاصل از انفجار ایجاد می‌شود و درزه‌ها را جهت تبدیل یک توده‌ی سنگ بزرگ به چندین بلوک سست باز می‌کند.

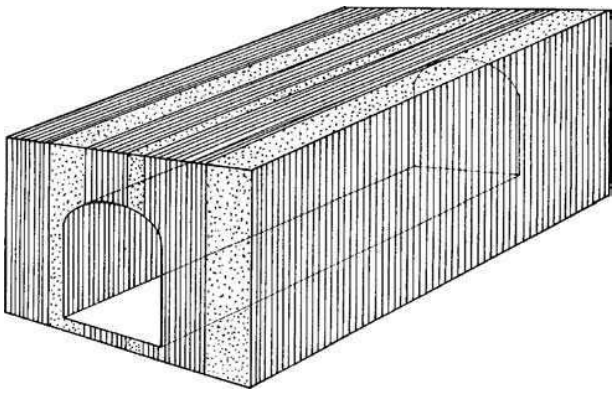
راندمان انفجار تونل با یک درجه پایین‌تر تحت تأثیر دیگرخصوصیات توده سنگ، مثل اصطکاک داخلی، اندازه ذره و میزان خلل و فرج می‌باشد. جرگنسون و چانگ (۱۹۸۷) و سینگ (۱۹۹۱)این نظریه را ارائه داده‌اند که نتایج انفجار مستقیما تحت تأثیر مقاومت کلی توده‌ی سنگ می‌باشد. چاکرابورتی (۱۹۹۸) پیشنهادکرده است که درجه بندی مقاومت (SR) بر پایه‌ی مقاومت فشاری تک محوره‌ی سنگ (UCS) بوده و موجب تصحیح شارژ خاص دریک تونل می‌شود. جالب این است که‌این امر مورد آزمایش قرار گرفته و نشان داد که مقادیر بزرگتر مقاومت، تأثیر کمتری بر روی شارژ خاص دارد.

ایبارا (۱۹۹۶) دریک تونل مشاهده کرد که کیفیت توده‌ی سنگ بارتون (Q) و شارژ خاص در چال‌های محیطی تأثیر شگرفی روی بیش‌خردشدگی دارند. چاکرابورتی (۱۹۹۶) بعضی از مشاهدات خود را در تونل‌های مرحله‌ی ۴ پروژه‌ی کوینا هیدروالکتریک، در ماهاراشترا هند، در ساختارهایی از قبیل بازالت فشرده، بادامی شکل و سنگ آتشفشانی را گزارش کرده است. کشش ضعیف و خرد شدگی کم در سنگ آتشفشانی دارای مقدار کم Q، سرعت کم موج فشار و مدولهای کشسانی کم مشاهده شده است. از طرف دیگر خردشدگی بالا در کناره‌ها با توجه به درزه‌ها عمودی و زیر عمودی و کشش قابل قبول در بازالت فشرده دارای مقدار بالای Q، سرعت موج فشار و مدولهای کشسانی بالاتر گزارش شده است. واقعیت این امر به وجود درزه‌ها خوب تعریف شده در بازالت‌های فشرده نسبت داده می‌شود که در سنگ آتشفشانی وجود ندارد.

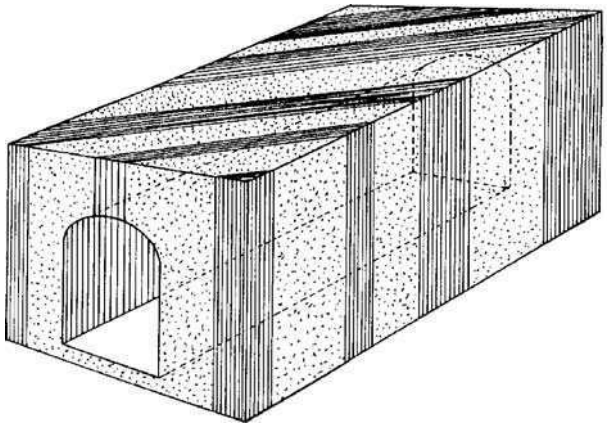
تأثیر جهت درزه‌ها در امر بیش خردگی یا کم خردشدگی و کشش در سر و عملیات سکوگذاری در حین حفاری تونل توسط ژوهانسن (۱۹۹۸) در شکل (۱۱-۲) تا (۱۱-۶) ارایه شده است.



(شکل ۱۱-۲) درزه‌های نرمال نسبت به راستای تونل، مطلوب برای کشش خوب (ژوهانسن،۱۹۹۸)



(شکل ۱۱-۳) پیشرفت ضعیف با درزه‌های موازی با راستای تونل



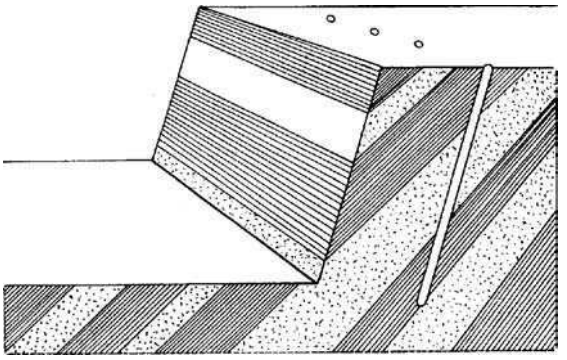
(شکل ۱۱-۴) بالا بودن احتمال شکست در دیواره سمت راست بدیل وجود زاویه منفرجه درزه‌های با راستای تونل (ژوهانسن،۱۹۹۸)

ب) پله‌بندی

راستای شیب در لایه‌های منفجر شده در زمان کشش در معدن زغال سنگ ساونر به هنگام انفجار به خوبی آزمایش شد و نشان داد که کشش در گالری‌های بلند ۱۱ درصد در مقایسه با گالری‌های شیبدار افزایش پیدا کرده است (چاکرابورتی ۲۰۰۲).

دورهای بلندتر در تونل هنگامی‌که مجموعه‌ی درزه‌های غالب دارای راستای نرمال با محور تونل می‌باشند، مطابق آنچه که در شکل (۱۱-۲) نشان داده شده است، می‌توانند کنده شوند. در حالی که اگر ناپیوستگی‌ها موازی راستای درزه در نوک Vs دریک برش V باشند، میزان کشش بهتری در شفت عقب بدست می‌آید. (هاگان، ۱۹۸۴).

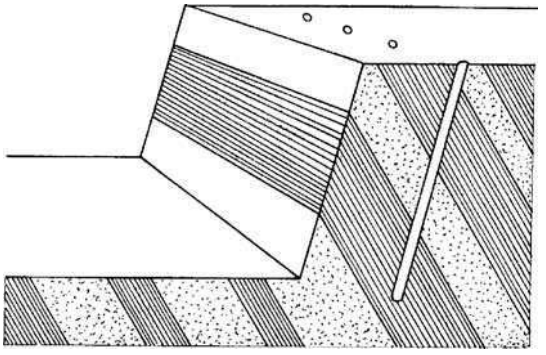
چاکرابورتی (۲۰۰۲) تأثیرات ذیل را در رابطه با جهت درزه بر روی کشش و بیش خردگی مشاهده کرد (جدول ۱۱-۲).



(شکل ۱۱-۵) انفجار پله‌ای با درزه‌های زاویه‌دار به سمت وجه آزاد (ژوهانسن،۱۹۹۸)

مزایا: حرکت روبه جلوی خوب و کاهش پنجه کار

معایب: شکست بزرگ پشت، محیط ضعیف و مشکلات کنترل شیب



(شکل ۱۱-۶) انفجار پله‌ای با درزه‌های زاویه‌دار مخالف جهت وجه آزاد (ژوهانسن،۱۹۹۸).

مزایا: شکست کوچک پشت

معایب: حرکت رو به جلوی محدود و افزایش پاشنه

جدول (۱۱-۲) تأثیر راستای درزه بر روی خاکبرداری اضافی (چاکرابورتی،۲۰۰۲)

شیب	راستای برخورد با محور تونل	پیشروی جبهه کار	برداشت اضافی سقف
تند	موازی	خیلی ضعیف	خیلی کم
تند	متلاقی	خیلی خوب	خیلی زیاد
ملایم	متلاقی	متوسط	زیاد
معمولی	متلاقی- مورب	خوب	کم

سطوح درزه شیبدار با شیب کم، شیب ملایم و شیب تند هر کدام متناظر با زوایای شیب ۰ تا ۳۰ درجه، ۳۰ تا ۶۰ درجه و ۶۰ تا ۹۰ درجه می‌باشد. بطور مشابه برخوردها با محور تونل تحت عنوان موازی، مورب و متلاقی جهت نشان دادن زاویه‌ی برخورد متناظر با ۰ تا ۳۰ درجه، ۳۰ تا ۶۰ درجه و ۶۰ تا ۹۰ درجه خواهد بود.

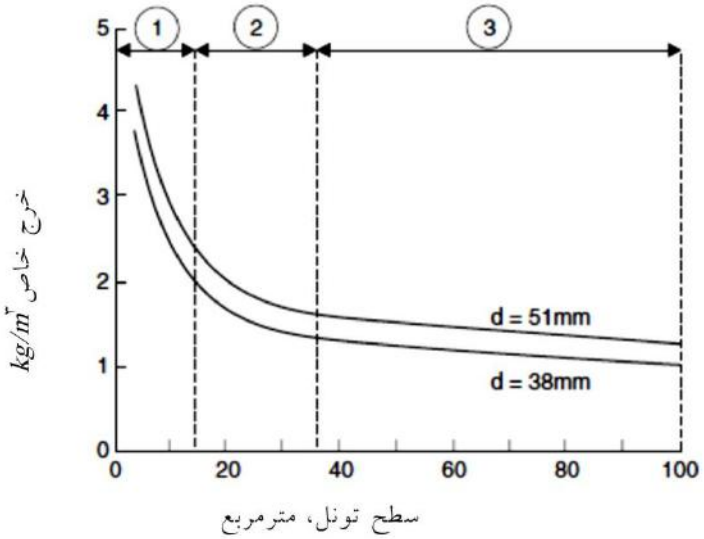
اگر خواص ژئو مکانیک ساختارهای تشکیل دهنده یک تونل کاملا متفاوت باشند، کاربرد انرژی تنشی و خرد شدن بطور عکس تحت تأثیر قرار می‌گیرد. چاکرابورتی (۱۹۹۶) درصدی افزایش شارژ خاص معادل با ده برابر تعداد سطح تماس ساختارهای متفاوت تشکیل دهنده سنگ را پیشنهاد نمود.

۱۱-۶-۲- اندازه‌ی تونل

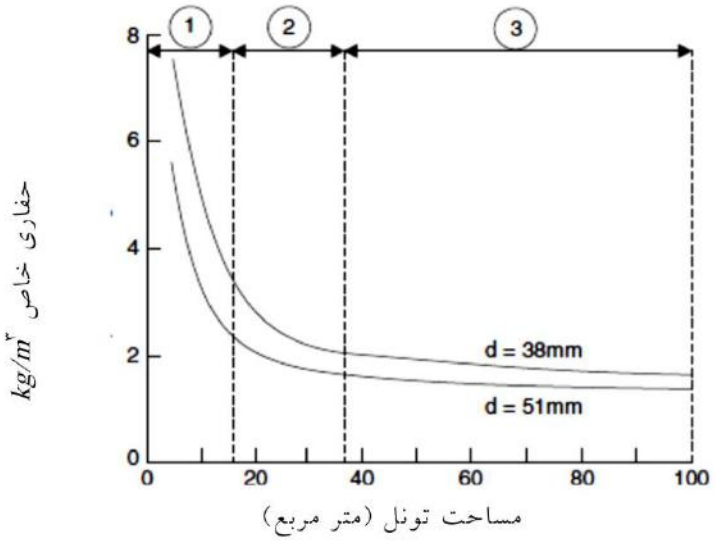
شارژ خاص و حفاری خاص در انفجار تونل با سطح مقطع تونل رابطه عکس دارد که در شکل‌های (۱۱-۷) و (۱۱-۸) نشان داده شده است. از این اشکال مشخص است که کاهش نرخ نتایج انفجار در تونل‌های کوچک با سطح مقطعی تا ۱۰ متر مربع تند است و در تونل‌های بزرگ با اندازه‌ی بیشتر از ۳۵ متر مربع کاملا ملایم است.

براساس نحوه‌ی انجام شارژ خاص و حفاری خاص، تونل‌ها می‌تواند به سه دسته با توجه به سطح مقطع آنها همان‌طور که در جدول (۱۱-۳) نشان داده شده است، طبقه بندی گردند.

با توجه به‌این که شارژ خاص و حفاری خاص در تونل‌های بزرگ کمتر است، به جای‌یک تعداد تونل کوچک با هزینه‌ی قابل ملاحظه انفجار، بخصوص در مناطقی که مشکلات کنترل رانش زمین وجود ندارد، ممکن است ساخت یک تونل بزرگ مزیت بیشتری داشته باشد.



(شکل ۱۱-۷) خرج خاص در مقابل سطح مقطع تونل (اولوفسن،۱۹۸۸)، d=قطر چال انفجار



(شکل ۱۱-۸) حفاری خاص در مقابل سطح مقطع تونل (اولوفسن،۱۹۸۸)، d= قطر چال انفجار

جدول (۱۱-۳) طبقه بندی اندازه‌های مختلف تونل‌ها

ردیف	سطح مقطع تونل	نوع	تخمیم میزان شارژ و حفاری خاص
۱	<۱۵	کوچک	بالا
۲	۳۵-۱۵	متوسط	متوسط
۳	>۳۵	بزرگ	کم

۱۱-۶-۳- عمق تونل

توده‌های سنگ در عمق زیاد تحت فشار بالا هستند که جهت خرد شدن در حد مطلوب نیاز به افزایش انرژی انفجار دارند. کالدر و بوئر (۱۹۸۳) فشار درجا را برای طراحی فاصله‌ی چال‌های انفجار در انفجار پیش شکافنده در نظر گرفتند. چاکرابورتی (۲۰۰۲) در پروژه‌ی تاندسی هند، مشاهده کرد که عملیات انفجار در عمق‌های بیش از ۲۳۶ متر تفاوت چشمگیری با یکدیگر ندارند.

۱۱-۶-۴- انحراف چال انفجار

انحراف چال انفجار ممکن است در اثر زه‌بندی ضعیف، راستای نامناسب و جهت غلط مسیر حفاری اتفاق بیفتد. این امر نقش تعیین کننده‌ای بر روی نتایج انفجار تونل دارد. هم چنین دقت حفاری موجب ایجاد عملیات انفجار محیطی بهتری می‌شود. لانگه فورس و کیل استروم (۱۹۷۳) گزارش کرده‌اند که راندمان مواد منفجره در انفجار تونل با احتساب انحرافات چال‌های انفجاری که منجر به کشش کوتاهتر می‌گردد، ممکن است تا حدود ۵۰ الی ۷۵ درصد کاهش یابد.

انحراف در چال‌های انفجاری عمیق، بدلیل میله‌های بلند مته و انعطاف‌پذیری آنها، بیشتر اتفاق می افتد. در چنین مواردی میله‌های مته‌ی سنگین‌تر پیشنهاد می‌گردد. پارامترهای زیر روی انحراف چال انفجار تأثیر می‌گذارند:

۱) پارامترهای حفاری

الف) قطر، ب) طول و ج) شیب یا انحراف

۲) تجهیزات حفاری

الف) نوع و شرائط ماشین حفاری، ب) شرائط زه و کوپلینگ مته، ج) شرائط و شکل سرمته

۳) پارامترهای عملیات حفاری

الف) نیروی پیش رانش و گشتاور پیچی، ب) سرعت چرخشی، ج) نرخ نفوذ، د) فشار آب ریزشی

۴) مشخصات سنگ

الف) متغیرهای مقاومتی و سازه‌ای

۵) مهارت اپراتور

الف) آموزش، ب) تجربه، ج) مهارت، د) دقت و توجه

چال‌های برش موازی عمیق در معدن زغال سنگ ساونر متعلق به وسترن کول فیلدز در هند بدلیل انحرافات بوجود آمده با چال‌های کمکی نزدیک به آنها متصل شدند و در نتیجه کشش نتوانست به بیش از ۱/۶ متر افزایش یابد. میله‌های حفاری سنگین‌تر برای حل مشکل بکار برده شدند. نیاز به جامبوهایی که بطور عددی کنترل شوند، شدیدا احساس شد. جهت حفظ همان میزان کشش در تونل اتصال دهنده پروژه‌ی هیدروالکتریک کوینا در مرحله‌ی ۴ آن، وقتی عمق حفره از ۳ تا ۴ متر تغییر کرد، شارژ خاص تا ۶ درصد افزایش یافت.

انحراف چال در تونل‌های کوچک بسیار خسارت‌آور می‌باشد. چاکرابورتی (۱۹۹۸) انحراف را بعنوان تابعی از طول چال، برای پیش‌بینی شارژ و حفاری خاص در تونل‌های کوچک با برش‌های موازی و گوه‌ای در نظر گرفت.

۱۱-۷- مدل‌هایی برای پیش‌بینی نتایج انفجار تونل

۱۱-۷-۱- شارژ خاص

پوکروفسکی[1] (۱۹۸۰) رابطه‌ی تجربی زیر را جهت تعیین شارژ خاص (q) در تونل‌ها پیشنهاد داد.

$$q = q_1 . s_t . f . s_{WT} . d_{ef} kg/m^3 \qquad ۱-۱۱$$

که در آن

q_1= شارژ خاص برای شکست سنگ مخالف وجه آزاد کار بر حسب کیلوگرم بر متر مکعب

۱/۵ – ۱/۲= اگرشاخص پروتودیاکونوف[2] ۲۰-۱۵ باشد

۱/۲ – ۱/۰= اگر شاخص پروتودیاکونوف ۱۵-۱۰ باشد

۱/۰ – ۰/۸= اگر شاخص پروتودیاکونوف ۱۰-۸ باشد

۰/۸ – ۰/۶= اگر شاخص پروتودیاکونوف ۸-۴ باشد

۰/۶ – ۰/۲= اگر شاخص پروتودیاکونوف ۴-۲ باشد

۰/۱۵= اگر شاخص پروتودیاکونوف<۲ باشد.

S_t= فاکتور بافت و ساختمان سنگ

1. Pokrovsky
2. Protodyakonov

۲/۰= برای سنگ‌های مقاوم، الاستیک و دارای خلل و فرج
۱/۴= برای سنگ غیرمنظم و جابجا شده
۱/۳= برای سطوح سنگ رسی و لایه‌ای
f= پارامتر سنگ= $\frac{6.5}{\sqrt{A}}$
A= سطح مقطع تونل (متر مربع)
S_{WT}= مقاومت وزنی نسبی مواد منفجره (آنفو=۱)و
d_{ef}= فاکتور قطر کارتریج مواد منفجره
۱/۱= برای کارتریج ۲۵ میلیمتری
۱/۰ = برای کارتریج ۳۰ میلی متری و
۰/۹۵= برای کارتریج ۴۰ میلی متری
طبق نظر لانگرفورس و کیل استروم (۱۹۷۳) شارژ مخصوص (q) مطابق رابطه‌ی زیر با سطح مقطع تونل در ارتباط است.

$$q = \left(\frac{14}{A}\right) + 0.8kg/m^3 \qquad (۲-۱۱)$$

شارژ خاص در چال‌های برش حداکثر باقی می‌ماند و می‌تواند تا میزان ۷ کیلوگرم بر متر مکعب در برش‌های موازی برسد.

۱۱-۷-۲- تخریب توده‌ی سنگ

تحقیقات گسترده برای مدت زمان طولانی بر روی جنبه‌های مختلف خرابی‌های القایی وارده بر توده‌ی سنگ، در روش انفجار حول یک دهانه‌ی تونل و متعلقاتش انجام شده است. نوع خرابی می‌تواند به سه دسته گروه بندی شود:
۱) تخریب بافت در زمان شکست
۲) خرابی سازه‌ای با استفاده از ناپیوستگی‌ها و برش‌ها و
۳) تخریب لیتوگرافی سنگ که موجب تفکیک دو واحد متفاوت سنگ یا مرز بین انواع مشابه سنگ می‌گردد.
گروه مهندسان بین المللی، RMR پایه اصلاح شده (یعنیMBR) شامل ضریب‌های اصلاحی تخریب انفجار را مطابق جدول (۱۱-۴)، برای طراحی نگهدارنده‌های رانشی حفاری معادن پیشنهاد نموده‌اند (بینیاوسکی[1]، ۱۹۸۴). فصل چهارم در این کتاب RMR پایه را تعریف نموده است.

1. lithological

جدول (۱۱-٤) ضریب‌های اصلاح تخریب انفجار در MBR (پس از بینیاوسکی،۱۹۸٤)

روش حفاری	میزان خرابی	ضریب اصلاحی تخریب انفجار	درصد کاهش
ماشین حفاری	بدون خرابی	۱	۰
انفجار کنترل شده	کم	۰/۹۷-۰/۹۴	۶-۳
انفجار معمولی خوب	متوسط	۰/۹۴-۰/۹	۱۰-۶
انفجار معمولی ضعیف	شدید	۰/۸-۰/۹	۲۰-۱۰

لابسچر و تیلور[1] (۱۹۷۶) براساس تجربیات حفاری انجام گرفته در پنجاه هزار متر طول، درصد کاهش در (RQD) و نرخ شرایط درزه در حین انفجار برای استفاده از RMR را مطابق زیر پیشنهاد کردند (بیناوسکی،۱۹۷۶).

۱. ماشین حفاری، بدون کاهش
۲. انفجار بدون لرزش، ۳ درصد
۳. انجار معمولی خوب، ۶ درصد
۴. انفجار معمولی ضعیف، ۲۰ درصد

روش‌های متنوعی توسط اسکوبل[2] و همکارانش پیشنهاد شده که به صورت سراسری برای ارزیابی تخریب توده سنگ مورد استفاده می‌باشد.

اوچترلونی[3] و همکارانش در سال ۱۹۹۱ مشاهده کردند که ناحیه تخریب می‌تواند تا ۰/۵ متر بوسیله انفجار تونل بیشتر گردد.

مک کنزی[4] (۱۹۹۴) ارتباط آستانه سرعت اوج ذرات(ppv،v_{max})، برای شکست اولیه را با مقاومت کششی غیرمحوری (q_t)، مدول یانگ و سرعت موج v_p، (m/s) ، مطابق رابطه زیر نشان داد:

$$v_{max} = \frac{q_t . v_p . 10^{-3}}{E} m/s \qquad (۳-۱۱)$$

بطوری که:

q_t = مقاومت کششی غیرمحوری،Mpa

1. Laubscher and Taylor
2. Scoble
3. Ouchterlony
4. McKenzie

v_p = سرعت موج (p)،m/s

E = مدول یانگ،Gpa

حداقل آشفتگی وقتی که جهت تونل زاویه‌ای ۱۵° درجه باشکست طولی درزه‌ها دارند توسط پوسچ و استنفورس[1] (۱۹۹۲) گزارش گردید.

یوو و ونگپایسال[2] (۱۹۹۶) بیان نمودند که خرابی ناشی از انفجار بدلیل تنش و مقاومت توده سنگ در برابر تخریب است. آنها شاخص D_{ib} را به عنوان شاخص تخریب انفجار مطابق رابطه زیر ارائه نمودند. این نسبت نسبت تنش‌ایجاد شده از انفجار به مقاومت در برابر تخریب می‌باشد.

$$D_{ib} = \frac{\text{تنش شده‌ایجاد}}{\text{مقاومت در برابر تخریب}} = \frac{V_R.\rho_r.Vp}{Ks.qtd} \times 10^{-6} \qquad (۱۱-٤)$$

به طوریکه

V_R = بردار مجموع سرعت اوج ذرات، m/s

ρ_r = دانسیته‌ی توده سنگ، Kg/m^3

K_S= ثابت کیفیت سایت (ماکزیمم ۱)، بدست آمده از:

الف- RMR با اصلاحات کمکی،تقسیم شده بر ۱۰۰

ب- نرخ شرایط زمین‌اندازه‌گیری شده توسط صوت با میله مقیاس با اصلاحات کمکی مطابق (جداول ۱۱-۵ و۱۱-۶)

q_{td} = مقاومت کششی دینامیکی توده سنگ، MPa

$V_{P\varrho}$ = سرعت موج P، m/s

انواع شاخص‌های تخریب انفجار پیشنهاد شده توسط آنها در جدول (۱۱-۷) ارایه شده است. چاکرابورتی و همکارانش (۱۹۹۸)، ضریب قالب نیمه[3](HCF) برای مقادیر مختلف D_{ib} به منظور ساده نمودن تخمین تخریب از مشاهده‌ی چال نیمه حفر شده دیواره تونل را پیشنهاد نموده‌اند.

1. Pusch and Stanfors
2. Yu and Vongpaisal
3. half cast factor

جدول (۱۱-۵) نرخ شرایط زمین توسط صوت سنج (یوو ونگپایسال ۱۹۹۶)

تخمین انعکاس صوت	شرایط زمین	مقدار
صدا دادن همانند جامدات با میله مقیاس	خیلی خوب	۱/۰ – ۰/۹
صدا دادن همانند جامدات پس پوسته شدن	خوب	۰/۹ -۰/۷
صدا طبل دادن در برخی جاها	نسبتاً خوب	۰/۷-۰/۵
اغلب صدا طبل دادن	ضعیف	۰/۵-۰/۳
بیشتر سنگ‌های سست	خیلی ضعیف	۰/۳-۰

جدول (۱۱-۶) اصلاحات نرخ بر مهار محاسبه شده (یو و ونگپایسال، ۱۹۹۶)

نوع مهار	درصد
پیچ‌سنگ کابلی ملات شده	۴
توری، بتن پاشی، توری و میلگرد آجدار ملات شده	۳
پیچ‌سنگ	۲

از D_{ib} جهت شناسایی توده سنگ تخریب شده اطراف تونل افقی استفاده می‌شود. از D_{ib} برای اولین بار در مرحله چهارم عبور نمودن از زیرآب و بهره برداری از پروژه هیدروالکتریک کونیا در هند استفاده شد.

جدول (۱۱-۷) شاخص تخریب انفجار $\boldsymbol{D_{ib}}$ و انواع تخریب (یو و ونگپایسال، ۱۹۹۶)

نوع تخریب	D_{ib}
حفاری‌های زیر زمینی بدون تخریب، مقدار مجاز ماکزیمم برای کارهای دائمی‌تر قبیل سنگ شکن‌ها و شافت‌ها، کارگاه‌های دائمی، سنگ معدن،تلمبه خانه‌ها و غیره	۰/۱۲۵
تأثیرات کوچک و گرشدگی گسسته حداکثر مقدار مناسب برای کارهای میانی شامل راه‌های اصلی، حفاری اصلی و	۰/۵
خرابی متوسط و گرشدگی ناپیوسته مقدار ماکزیمم برای کارهای موقتی،همانند مقاطع، انحراف مته کاری، دسترسی‌های توقف	۰/۷۵
خرابی پیوسته و بزرگ، کارهای نیاز مند نوسازی شدید	۱/۰
تخریب جدی دهانه‌های ورودی، نوسازی سخت یا عیر ممکن	۱/۵
حفاری اصلی، نتیجه نرمال رها نمودن دسترسی	۲/۰

۱۱-۷-۳- پرتاپ، پروفیل نخاله‌ها و خردشدن

کارایی بارگذاری بستگی زیادی به درجه خردشدگی و پروفیل نخاله دارد. عواملی شبیه خواص توده سنگ، پارامترهای خرج، نوع شروع و توالی آن با فاصله‌گذاری نسبت به سربار به عنوان پارامترهای تأثیرگذار برروی پروفیل نخاله‌ها و خردشدگی شناخته شده‌اند.

کنترل عوامل زمین شناسی، مثل‌اندازه بلوک سنگی پیش انفجار، بر روی خردشدگی در سالهای اخیر خیلی مورد توجه قرار گرفته است. سیستم‌های آنالیز تصاویر دیجیتالی به طور معمول برای چنین اهدافی استفاده می‌شود.

تخریب‌یک تونل توسط انفجار بستگی زیادی به خرج خاص، جهت چال‌های انفجار، تاخیر زمانی انفجار مواد منفجره، موقعیت برش در چال‌ها و چگونگی شروع کار، دارد.

پرتاپ کمتر برای برش‌های موازی نسبت به برش‌های متقارب گزارش شده است. قرارگیری چال‌های برش در بخش پایینی تونل، امکان پرتاپ کمتر را فراهم می‌نماید. ولی موجب‌ایجاد قطعات خردشده بزرگتری می‌گردد. برای این که نیروی ثقلی با حرکت وزنی در این خصوص مطرح است.

تاخیر کوتاه در انفجار، پرتاپ بیشتری را نسبت به تاخیر طولانی بوجود می‌آورد. تاخیر کوتاهتر زمان کافی حرکت در ایجاد فضا به منظور تطبیق قطعات تولید شده نسبت به وقفه‌های متوالی را فراهم نمی‌سازد.

۱۱-۷-۴- مدل‌های کلی نگر

چاکرابورتی (۲۰۰۲) مدل‌هایی را برای پیش‌بینی نتایج انفجار بر اساس یک رویکرد کلی نگر ارایه داده است. بررسی تأثیر پارامترهای مختلف روی نتایج انفجار با آنالیزهای چند گانه رگرسیون خطی منتج به انتخاب هفت پارامتر موثر در نتایج انفجار گردید.

۱- پارامترهای توده سنگ

۱-۱- سرعت موج- P، $(V_{qp}، \frac{M}{S})$ ،

۱-۲- تعداد تماس سطوح در شرایط چند گانه زمین شناسی

۱-۳- RQD

۲- پارامترهای پیکر بندی تونل

۲-۱- مساحت(m^2)

۲-۲- میزان انحراف عمودی رو به بالا (β_iبرحسب راد یان)

۳- پارامترهای طراحی انفجار

۳-۱- زاویه‌ی چال برش با وجه آزاد (،C_αکتانژانت، مقدار)

۳-۲- نسبت کوپل چال انفجار و کاتریج مواد منفجره(R_c)

شاخص بیان کننده خصوصیات محیط انفجار تونل، شاخص انفجار تونل[1] (TBI) نامیده می‌شود که به وسیله‌ی پارامترهای بالا به شرح ذیل تعریف می‌گردد.

$$TBI = \frac{\text{فاکتور سنگتوده (R)}}{\text{انفجارفاکتورطراحی (BF)} \times \text{فاکتور تونلپیکربندی (TF)}} \quad (۵-۱۱)$$

$$F = V_{ep} + n + \frac{RQD}{10} \quad (۵-۱۱-الف)$$

$$F = A - R \quad (۵-۱۱-ب)$$

$$BF = C_a + R_c \quad (۵-۱۱-ج)$$

خرج ویژه (q) و حفاری ویژه (bs_s)مشاهده شده در بررسی‌های میدانی نشان داد که رابطه خوبی با TBI داشته‌اند.

۱۱-۸- طرح انفجار

۱۱-۸-۱- عمق دور

عمق دور پارامتر مهمی‌در انفجار تونل است. اغلب مهندسین حفاری علاقه مند به تونل‌زنی با سرعت بالا می‌باشند. دو گزینه برای به دست آوردن سرعت بالا وجود دارد.

اولین گزینه استفاده از دور عمیق‌تر است که ممکن است مشکلات زیادی در خصوص کنترل لایه‌ها وجود آورد، مگر اینکه زمین صاف و یا انفجار ملایم باشد. در این روش به دلیل تعداد دورهای کمتر، بیشتر زمان‌های تلف شده می‌تواند تجمیع شده و در نتیجه زمان کل کاهش یابد.

گزینه دوم بر اساس دور کوتاه با زمان کمتر است که برای توده سنگ ضعیف مفید می‌باشد. گزینه دوم، کشش بهتری را ارایه می‌نماید. بنابراین تولید یک بانک اطلاعاتی بر پایه هر دور عملیات، بسیار عاقلانه می‌باشد که می‌تواند در نهایت به تصمیم نهایی و بهینه کردن، کمک بسیار زیادی نماید. پیشروی در هر دور در توده سنگ ضعیف بایستی به خوبی طراحی شود تا در مدت زمان پایداری، سازه‌های حفاظتی تکمیل شود که‌این زمان فاصله بین انفجار و اولین

1. tunnel blasting index

سقوط سنگ است که وابسته به نوع سنگ، طول حفاری، سیستم سازه نگهبان و کیفیت انفجار است. با این حال، منابع حفاری عامل اصلی در تصمیم گیری پیشرفت در هر دور در بسیاری از تونل‌های هند می‌باشد. روش تقریبی زیر بر پایه طول چال انفجار در برش و چال آزاد در برش مقارب بوسیله پوکروفسکی در سال ۱۹۸۰ ارایه شد.

$$l_c = 0.75(A)^{0.5} \qquad \text{برای چال‌های برش} \quad (۶-۱۱)$$

$$l_e = 0.5(A)^{0.5} \qquad \text{برای چال‌های آزاد} \quad (۷-۱۱)$$

به طوری که

A = مساحت تونل (m^2)

l_c= طول چال برش (m)

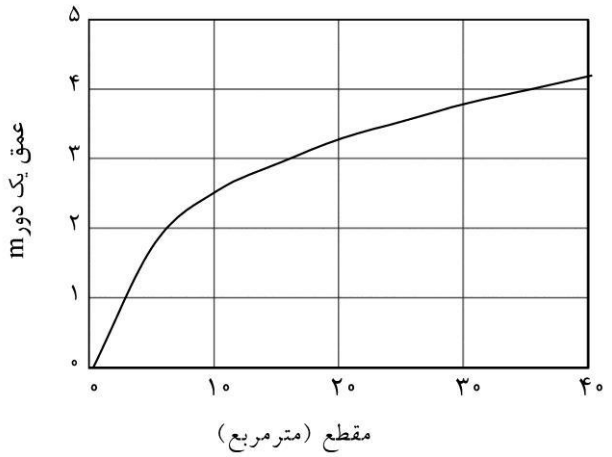
l_e= طول چال آزاد (m)

طبق نظر هولمبوگ (۹۸۲) عمق دور دریک برش موازی بستگی به اندازه چال خالی (یا هوا) دارد که در رابطه (۱۱-۸) ارایه شده است.

$$A_d = 0.15 + 34.1\, d_r - 39.1 m d_r{}^2 \qquad (۸-۱۱)$$

بطوریکه A_d عمق دور به متر d_{rr} قطر چال هوا است. در شرایطی که چند چال هوا وجود داشته باشد، اندازه قطر چال آزاد بایستی اندازه قطر معادل چال آزاد، d_{rre}(m) برای برآورد عمق دور در نظر گرفته شود. برای بدست آوردن آن، قطر چال در $\sqrt{n_r}$ ضرب می‌شود که در آن n_r تعداد چال‌های هوا است (اولوفسن، ۱۹۸۸). عمق دور طراحی، برای مقاطع مختلف در آلمان توسط زیگلر[1] در سال ۱۹۸۵ مطابق شکل (۱۱-۹) ارائه شده است.

1. Ziegler



(شکل ۱۱-۹) عمق دور انفجار در مقابل‌اندازه تونل‌ها درآلمان (زیگلر،۱۹۸۵)

۱۱-۸-۲- چال‌های هر دور

تعداد چال‌های هر دور عمدتاً توسط‌اندازه تونل و قطر چال تعیین می‌شود. زیگلر (۱۹۸۵) گزارش داد که تعداد چال در هر دور به ازای هر ۰/۰۰۱متر افزایش در قطر کارتریج انفجار، ۳ درصد کاهش می‌یابد و تراکم چال در بازشدگی کوچکتر در مقابل بزرگتر، بیشتر است. بر اساس تجربیات ویتاکر و فریت[1] (۱۹۹۰) در ایالات متحده تعداد چال مورد نیاز برای اندازه‌های مختلف تونل در ساختار ضعیف و قوی را مطابق جدول (۱۱-۸) پیشنهاد داده‌اند.

جدول (۱۱-۸) تعداد چال‌ها در هر دور (ریتاکر و فریت،۱۹۹۰)

مقطع تونل (متر مربع)	تعداد چال‌ها در هر دور	
	ساختار ضعیف	ساختار قوی
۱۰	۲۳-۲۷	۳۶-۵۰
۲۵	۴۵-۵۰	۶۰-۷۰
۵۰	۷۵-۸۵	۹۵-۱۱۰

1. Whittaker and Frith

۱۱-۸-۳- مواد منفجره و لوازم جانبی

این‌یک واقعیت شناخته شده‌ای است که امپدانس مشخصه مواد منفجره که به صورت محصول تراکم و سرعت موج صوتی در هر وسیله تعریف می‌شود، بهتر از استفاده از انرژی مواد منفجره است. با وجود این دستور العمل، استفاده از نیتروگلیسیرین (NG) در تونل‌ها به عنوان مواد منفجره، بدلیل قدرت خوب و تکه تکه شدن علیرغم ایجاد گازهای مضر، هنوز متداول است. کیت (۱۹۹۴) بر اساس تجربه خود در تونل‌های راه آهن کوشکان گزارش داد که زمان تولید گاز با مواد منفجره دوغابی با نیترو گلیسیرین ۹۰ درصد، تنها ۲۵ درصد است. در حال حاضر در هند از ماده منفجره NG استفاده می‌کنند.

گسترش استفاده از خرج‌های لوله‌ای با طول‌های متغیر موجب تسریع کار خرج‌گذاری شده است. امروزه خرج‌های غیر متداول زیادی در بازار جهانی مواد منفجره وجود دارد. لوپز[1] و همکارانش (۱۹۹۵) و دیگران گزارش کرده‌اند که خرج‌های به قطرهای۱۱، ۱۷ و ۲۲ میلی متر که گوریت ونابیت[2] نامیده می‌شود، برای این هدف مورد استفاده و معمول است. برخی اوقات کارترج‌ها با فتیله تاخیری برای شروع انفجار ساخته می‌شوند. اخیرا فتیله انفجاری با غلظت ۰/۱-۰/۰۴ (Kg/m) برای انفجار محیطی در دسترس می‌باشد. بدلیل توزیع کل خرج در فتیله انفجاری، تمرکز تنش کاهش می‌یابد تا محیط صاف‌تر فراهم شود.

روغن سوخت نیترات آمونیم (آنفو)[3] رقیق شده بوسیله نمک طعام، به عنوان مواد منفجره کم انرژی پیشنهاد می‌شود. از دانه‌های پلی‌استایرن با چگالی ۳۰ کیلو گرم بر متر مکعب برای کاهش تراکم انفجار استفاده می‌شود. یک مخلوط آنفو و دانه‌های پلی‌استایرن، فشار چال را تا یک دوازدهم نسبت به آنفو خالی کاهش می‌دهد. استفاده از دانه‌های پلی استایرن از سال ۱۹۷۵ در استرالیا متداول شد (ویلسون و موکسون[4]، ۱۹۸۸). بااین حال استفاده از آنفو در تونل‌سازی بخاطر مشکل ایجاد گاز کاملا متداول نیست. ادهیکاری و بابو[5] (۱۹۹۴) و دیگران استفاده از فاصله گزارهای بامبو، برای جفت کردن به صورت طولی و توزیع کاتریج‌های انفجار را پیشنهاد کرده‌اند.

تکنولوژی انفجار با اختراع چاشنی غیر الکتریکی به عنوان سیستم نونل[6] که نوآوری و توسعه یافته توسط نیترونوبل[7] است، پیشرفت رضایت بخشی داشته است (اولوفسن ۱۹۹۸). به طوری

1. Lopez
2. Gurit or Nabit
3. Ammonium nitrate fuel oil (ANFO)
4. Wilson & Moxon
5. Adhikari and Babu
6. NONEL
7. Nitro Nobel

که الزامات انفجار تونل با آن مطابقت دارد. GT/T نونل توسعه یافته بوسیله نیترونوبل دارای نرخ تاخیر ۲۵-۶۰۰۰ میلی ثانیه می‌باشد. سرعت انفجار VOD،(m/s) به طور کل با ازدیاد قطر خرج، افزایش می‌یابد. ولی این افزایش در VOD اگر قطر خرج بیش از ۱۵۰ و ۱۲۵ و ۷۵ و۳۰ میلی‌متر به ترتیب برای آنفو، دوغاب، NG و تقویت کننده باشد، رضایت بخش نخواهد بود.در خیلی اوقات کاتریج‌های آنفو نتایج مناسب در قطرهای کوچک که قطر آنها ۲۵ میلیمتر است را ارایه نمی‌دهند.

نگهداری طولانی مدت مواد منفجره، اثر سوء روی VOD دارد که ممکن است از ۲۰ تا ۳۰ درصد برای هر بار نگهداری به مدت شش ماه تا دوازده ماه، کاهش یابد.

۱۱-۸-۴- خرج هر چال

اگر زاویه شکست کوچک باشد، مصرف مواد منفجره افزایش می‌یابد. در برش موازی زاویه‌های شکست کوچک در مقابل جبهه آزاد بوجود می‌آید. لانگرفورس و کیل‌استروم[1] (۱۹۷۳) رابطه زیر را برای تخمین غلظت خرج خطی یک چال حفر شده نسبت به دهانه‌ی باریک یا جبهه آزاد کار مطایق شکل (۱۱-۱۰)، پیشنهاد دادند.

دهانه دایره‌ای (۱۱-۹)

$$q_{lco} = \frac{0.55\left(\mathrm{Dc} - \frac{\mathrm{w}}{2}\right)}{(\sin\gamma_{\mathrm{a}})^{\frac{3}{2}}}$$

دهانه مستطیلی (۱۱-۱۰)

$$q_{lro} = \frac{0.35(D_{\,r})}{(\sin\gamma_{\mathrm{a}})^{\frac{3}{2}}}$$

به طوری‌که

q_{lco}= غلظت خطی خرج در دهانه دایره‌ای $(\frac{\mathrm{kg}}{\mathrm{m}})$

q_{lro}= غلظت خطی خرج در موردیک دهانه مستطیلی $(\frac{\mathrm{kg}}{\mathrm{m}})$

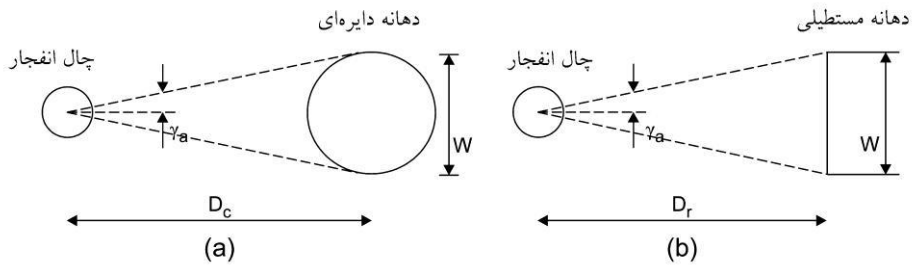
D_{c}= فاصله مرکز به مرکز چال انفجار از دهانه دایره‌ای(m)

D_{rr}= فاصله چال‌های انفجار از دهانه مستطیلی(m)

W= پهنای بازشدگی(m)

γ_a= نصف زاویه روزنه یا شکست[2] $(^{\circ})$

1. Langefors and Kihlstrom
2. half of the aperture angle



(شکل ۱۱-۱۰) پلان انفجار به سوی بازشوی باریک

هولمبوگ (۱۹۸۲) محاسبه طراحی جزئیات خرج‌گذاری چال را در حالت چهار مقطعه موازی ارایه کرد. فشار انفجار در چال مستقیما متناسب با نسبت کوپل با توان ۲/۴ افزایش می‌یابد (کالدر، بائر[1]،۱۹۸۳). پایین آمدن فشار چال انفجار، در کوپل ضعیف برای مواد منفرجه قوی‌تر بیشتر از مواد منفجره ضعیف است. عدم انجام کوپل ممکن است از انفجار ستون خرج جلوگیری نماید.

۱۱-۸-۵- سربار

سربار[2] یکی از مهمترین پارامترهای طراحی در انفجار تونل‌ها است. ۱۸مدل تجربی توسط لوپز و همکارانش در سال ۱۹۹۵ گردآوری شده است. در بسیاری از مدل‌ها، قطر چال انفجار، خواص سنگ مثل دانسیته، مقاومت فشار، سرعت ارتعاشی و خواص مواد منفجره مثل دانسیته، سرعت انفجار، فشار انفجار از پارامترهای مستقل هستند. پرایلت (۱۹۸۰) ثابت‌های مجزایی را برای بیل‌های طنابی و بیل‌های کششی برای تخمین سربار ارائه کرد.

سربار برای شکستن سنگ‌ها بدون جابجایی نخاله حفاری به عنوان سربار بحرانی نامیده می‌شود. سرباری که ۰/۹ تا ۰/۴ برابر سربار بحرانی باشد، بهترین کشش را ایجاد می‌کند. (روستان و همکاران ۱۹۸۵). روستان (۱۹۶۰) پیشنهاد داده است که سربار واقعی در انفجار زیرزمین (m،Bp) به قطر چال انفجار و چگالی سنگ و مواد منفجره وابسته است (معادله ۱۱-۱۱). سرباروواقعی به عنوان سربار حداکثر منهای بزرگترین انحراف چال انفجار توسط مته زنی تعریف می‌شود.

$$\left(\frac{\gamma_e}{\gamma_r}\right).m\ B_P = K.d^{0.63} \qquad (۱۱-۱۱)$$

1. Calder & Bauer
2. Burden