





دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک
رشته مهندسی معدن گرایش استخراج
پایان نامه کارشناسی ارشد

پیش بینی پدیده پس شکست در حفر تونل ها با استفاده از روش های بهینه سازی هوشمند (مطالعه
موردی: معدن زغال سنگ طزره)

نگارنده: عادل متحدی

اساتید راهنما

دکتر فرهنگ سرشکی
دکتر محمد عطائی

شهریور ۱۳۹۵

شماره: ۲۰۳۴۵/۱۷۹۴
تاریخ: ۴۵/۷/۹۵
ویرایش:

باسمه تعالی



مدیریت تحصیلات تکمیلی

فرم شماره ۷: صورتجلسه نهایی دفاع از پایان نامه دوره کارشناسی ارشد

با تأییدات خداوند متعال و با استعانت از حضرت ولی عصر (عج) ارزیابی جلسه دفاع از پایان نامه کارشناسی ارشد آقای عادل متحدی به شماره دانشجویی ۹۲۱۲۴۱۴ رشته معدن گرایش استخراج تحت عنوان پیش‌بینی پدیده پس‌شکست در حفر تونل‌ها با استفاده از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند که در تاریخ ۱۳۹۵/۶/۱۷ با حضور هیأت محترم داوران در دانشگاه صنعتی شاهرود برگزار گردید به شرح ذیل اعلام می‌گردد:

قبول (با درجه: عالی)	امتیاز (۱۹,۲۵)	☒ دفاع مجدد	☐ مردود
نوع تحقیق: نظری ☐ عملی ☐			

۱- عالی (۲۰ - ۱۹)

۲- بسیار خوب (۱۸/۹۹ - ۱۸)

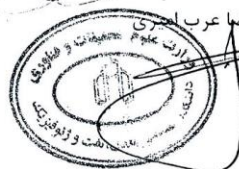
۳- خوب (۱۷/۹۹ - ۱۶)

۴- قابل قبول (۱۵/۹۹ - ۱۴)

۵- نمره کمتر از ۱۴ غیر قابل قبول

عضو هیأت داوران	نام و نام خانوادگی	مرتبه علمی	امضاء
۱- استاد راهنمای اول	دکتر فرهنگ سرسنگی	دانشیار	
۲- استاد راهنمای دوم	دکتر محمد عطائی	استاد	
۳- استاد مشاور			
۴- نماینده شورای تحصیلات تکمیلی	دکتر مهدی نوروزی	استادیار	
۵- استاد ممحن اول	دکتر رضا حاتل‌کاکانی	استاد	
۶- استاد ممحن دوم	دکتر رامین رفیعی	استادیار	

نام و نام خانوادگی رئیس دانشکده: دکتر علیرضا عرب‌امیری
تاریخ و امضاء و مهر دانشکده:



تقدیر و تشکر

سپاس و ستایش مر خدای را جل جلاله که آثار قدرت او بر چهره روز روشن تابان است و انوار حکمت او در دل شب تار دُریشان. آفریدگاری که خویشتن را به ما شناساند و درهای علم را بر ما گشود و عمری و فرصتی عطا فرمود تا بدان، بنده ضعیف خویش را در طریق علم و معرفت بیازماید. از پدر و مادر مهربانم که لحظه لحظه زندگی خود را بی هیچ چشمداشتی وقف فرزندانشان کرده‌اند تشکر می‌کنم. پدر و مادری که دعا خیرشان همواره محافظ و پشتیبان اینجانب در مسیر سخت زندگی است. امید که در آینده‌ای نزدیک پاسخگوی این همه محبت آنان باشم. از جناب آقایان دکتر فرهنگ سرشکی و دکتر محمد عطائی به خاطر راهنمایی‌های شایسته ایشان در تهیه و تدوین این مجموعه و نیز از مدیریت محترم شرکت زغالسنگ البرز شرقی به دلیل فراهم کردن شرایط به منظور جمع‌آوری اطلاعات، بسیار متشکرم. همین طور از جناب آقای دکتر محمد فاروق حسینی و مهندس محمد محمدی به خاطر در اختیار قرار دادن اطلاعات چالزنی و انفجار تونل البرز تشکر می‌کنم. همچنین از تمام معلمان و اساتید بزرگواری که در طی سال‌های گذشته اینجانب را یاری کرده و علم و معرفت را به من آموختند سپاسگزارم، امید که در پناه خداوند منان ادامه دهنده راه آنان باشم.

تعهد نامه

اینجانب عادل متحدی دانشجوی دوره کارشناسی ارشد رشته مهندسی استخراج معدن دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک دانشگاه صنعتی شاهرود نویسنده پایان نامه پیش بینی پدیده پس شکست در حفر تونل ها با استفاده از روش های بهینه سازی هوشمند تحت راهنمایی دکتر فرهنگ سرشکی و دکتر محمد عطائی متعهد می شوم.

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

تاریخ

امضای دانشجو

مالکیت نتایج و حق نشر

- کلیه حقوق معنوی این اثر و محصولات آن (مقالات مستخرج، کتاب، برنامه های رایانه ای، نرم افزار ها و تجهیزات ساخته شده است) متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد. این مطلب باید به نحو مقتضی در تولیدات علمی مربوطه ذکر شود.
- استفاده از اطلاعات و نتایج موجود در پایان نامه بدون ذکر مرجع مجاز نمی باشد.

چکیده

با توجه به نیازهای بشر مانند تأمین مواد معدنی، حمل و نقل، ذخیره‌سازی زیرزمینی و...، حفر تونل به یک امر بدیهی در جهان امروز تبدیل شده است. پدیده پس‌شکست یکی از پدیده‌های نامطلوبی است که در حین حفر تونل‌ها به ویژه هنگامی که از روش چالزنی و انفجار استفاده می‌شود، با آن مواجه هستیم. پدیده‌ی پس‌شکست باعث کاهش ایمنی محیط کار و افزایش هزینه‌های عملیاتی می‌شود. اولین قدم در فرآیند کنترل و کاهش آثار زیان بار این پدیده، پیش‌بینی آن در فرآیند حفر تونل‌ها است. عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس‌شکست به دو دسته اصلی قابل کنترل (پارامترهای انفجار) و غیرقابل کنترل (پارامترهای زمین‌شناسی) تقسیم‌بندی می‌شوند و تمام این عوامل به صورت غیرخطی به یکدیگر وابسته هستند. در این مطالعه، با استفاده از ۲۶۷ دسته داده‌های عوامل تأثیرگذار و پس‌شکست به عنوان داده‌های ورودی و خروجی برای پیش‌بینی پس‌شکست با روش‌های رگرسیون چندگانه خطی و غیرخطی، شبکه عصبی مصنوعی، منطق فازی، سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی و ماشین بردار پشتیبان به کار گرفته شدند. نتایج نشان دهنده‌ی آن است که روش‌های منطق فازی و سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی پیش‌بینی بهتری را نسبت به سایر روش‌ها انجام داده‌اند. با آگاهی از وقوع پس‌شکست، می‌توان روش‌های کنترلی و جلوگیری کننده‌ای را برای کاهش آثار زیان بار این پدیده بکار گرفت و در نهایت باعث بهبود عملکرد پروژه شد.

کلمات کلیدی: پس‌شکست، پیش‌بینی، تونل، رگرسیون چندگانه، شبکه عصبی مصنوعی، منطق فازی، فازی عصبی، ماشین بردار پشتیبان

مقالات مستخرج از پایان نامه

عادل متحدی، فرهنگ سرشکی، محمد عطائی، (۱۳۹۴) "پیش‌بینی پدیده پس‌شکست در حفر تونل‌ها با استفاده از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند (مطالعه موردی: معدن ذغالسنگ طزره)، مجله مهندسی معدن، پذیرش برای چاپ.

فهرست مطالب

فصل ۱: کلیات موضوع و مقدمه	۱
۱-۱- تعریف مسأله و بیان هدف	۲
۲-۱- تاریخچه تحقیقات	۴
۱-۲-۱- پیش‌بینی پدیده پس‌شکست	۵
۲-۲-۱- بررسی عوامل تأثیرگذار بر روی پدیده پس‌شکست	۱۰
۳-۲-۱- کاربرد روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در زمینه انفجار	۱۲
۳-۱- اهمیت و ضرورت پیش‌بینی پس‌شکست	۱۲
۴-۱- جمع‌بندی فصل	۱۳
فصل ۲: عوامل تأثیرگذار بر روی پدیده پس‌شکست	۱۵
۱-۲- مقدمه فصل	۱۶
۲-۲- عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس‌شکست	۱۶
۱-۲-۲- عوامل غیرقابل کنترل (پارامترهای زمینشناسی)	۱۶
۱-۲-۲-۱- تعداد دسته درزه‌ها	۱۷
۱-۲-۲-۲- فاصله‌داری دسته درزه‌ها	۱۷
۱-۲-۲-۳- جهت‌داری درزه‌ها	۱۸
۱-۲-۲-۴- بازشدگی و پرشدگی درزه‌ها	۲۱
۱-۲-۲-۵- شاخص کیفیت سنگ	۲۲
۱-۲-۲-۶- شرایط آبداری و نشت	۲۳
۱-۲-۲-۷- تنش‌های برجا	۲۳
۱-۲-۲-۸- مقاومت سنگ	۲۴
۲-۲-۲- عوامل قابل کنترل (پارامترهای انفجار)	۲۵
۱-۲-۲-۲- قطر و طول چال‌ها	۲۵
۲-۲-۲-۲- طراحی و انفجار قسمت برش	۲۵
۳-۲-۲-۲- الگوی چال‌های محیطی و تمرکز خرج	۲۶
۴-۲-۲-۲- فاکتور پودر یا خرج ویژه	۲۷
۵-۲-۲-۲- کیفیت و دقت چال‌های ردیف ماقبل چال‌های محیطی	۲۸
۶-۲-۲-۲- تأخیر چال‌های محیطی	۲۸
۷-۲-۲-۲- انحراف‌های چالزنی	۲۹
۸-۲-۲-۲- فشار چال و سرعت انفجار	۳۱
۳-۲-۲- عوامل نیمه قابل کنترل	۳۲
۳-۲- جمع‌بندی فصل	۳۳
فصل سوم: جمع‌آوری اطلاعات	۳۵
۱-۳- مقدمه فصل	۳۶
۲-۳- موقعیت جغرافیایی و زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه	۳۶
۳-۳- اندازه‌گیری میزان پس‌شکست در مقطع تونل	۳۸
۴-۳- جمع‌آوری اطلاعات مربوط به عوامل تأثیرگذار	۴۳

۴۳	۳-۴-۱- عوامل قابل کنترل (انفجار).....
۴۵	۳-۴-۲- عوامل غیر قابل کنترل (زمین شناسی).....
۴۵	۳-۴-۲-۱- جمع آوری اطلاعات طبقه بندی ژئومکانیکی.....
۴۷	الف- تعیین مقاومت فشاری تک محوره سنگ بکر.....
۴۸	ب- تعیین شاخص کیفیت سنگ.....
۴۹	ج- فاصله داری ناپیوستگی ها.....
۵۱	د- وضعیت ناپیوستگی ها و شرایط آب های زیرزمینی.....
۵۲	۳-۳-۲- تعیین امتیاز RMR برای مقاطع تونل.....
۵۵	۳-۴- بررسی سایر مطالعات موردی.....
۵۹	۳-۵- پارامترهای ورودی مدل های پیش بینی کننده.....
۶۰	۳-۶- جمع بندی فصل.....
۶۱	فصل چهارم: پیش بینی پدیده پس شکست.....
۶۲	۴-۱- مقدمه فصل.....
۶۲	۴-۲- پیش بینی پس شکست با رگرسیون چندگانه.....
۶۲	۴-۱-۱- مدل رگرسیون چندگانه خطی.....
۶۵	۴-۱-۲- مدل رگرسیون چندگانه غیر خطی.....
۶۸	۴-۲- مدل شبکه عصبی مصنوعی.....
۶۸	۴-۱-۲- ساخت مدل شبکه عصبی برای پیش بینی پس شکست.....
۷۲	۴-۳- مدل فازی.....
۷۳	۴-۱-۳- ساخت مدل فازی پیش بینی پس شکست.....
۷۳	۴-۱-۱- نتایج مدل فازی.....
۷۷	۴-۴- مدل سیستم فازی عصبی تطبیقی.....
۷۸	۴-۱-۴- ساخت مدل فازی عصبی تطبیقی پیش بینی پس شکست.....
۸۲	۴-۵- مدل ماشین بردار پشتیبان.....
۸۴	۴-۱-۵- ساخت مدل پیش بینی پس شکست.....
۸۷	۴-۶- مقایسه عملکرد مدل های پیش بینی کننده توسعه یافته.....
۸۷	۴-۷- تحلیل حساسیت.....
۸۸	۴-۸- پیشنهاد راهکار برای کاهش پس شکست.....
۹۳	فصل پنجم: جمع بندی و پیشنهادات.....
۹۴	۵-۱- جمع بندی.....
۹۶	۵-۲- نتیجه گیری و پیشنهادات.....
۹۸	پیوست ها.....
۹۸	پیوست شماره ۱- اطلاعات تونل تعریض- معدن طزره.....
۹۹	پیوست شماره ۲- اطلاعات تونل البرز.....
۱۰۴	پیوست شماره ۳- اطلاعات ۵ عدد تونل در کشور هندوستان.....
۱۰۵	منابع و مأخذ.....
۱۰۹	Abstract.....

فهرست شکل‌ها

- شکل ۱-۱- وضعیت پس‌شکست و زیرشکست در محیط تونل فرضی..... ۲
- شکل ۱-۲- مشخصات امواج در طی برخورد با درزه..... ۱۸
- شکل ۲-۲- الف: تأثیر درزه‌های شبه‌لایه روی انفجار تونل..... ۱۸
- شکل ۳-۲- دید از پهلو وضعیت درزه‌های با امتداد عمود بر محور تونل و شیب بسیار کم..... ۲۰
- شکل ۴-۲- دید از پهلو وضعیت درزه‌های با امتداد عمود بر محور تونل و شیب بسیار زیاد..... ۲۰
- شکل ۵-۲- درصد پس‌شکست برای جهت‌داری‌های مختلف درزه‌ها..... ۲۰
- شکل ۶-۲- تأثیر درزه‌های محکم و بسته روی کیفیت دیواره تونل..... ۲۱
- شکل ۷-۲- خسارت انفجار در مجاورت درزه‌های که با مواد ضعیف پر شده است..... ۲۲
- شکل ۸-۲- تأثیر جهت تنش‌های اصلی روی ایجاد خسارت در مقطع تونل به علت تمرکز تنش..... ۲۵
- شکل ۹-۲- تأثیر فاکتور پودر چال‌های محیطی روی میزان پس‌شکست..... ۲۷
- شکل ۱۰-۲- محیط اولیه تونل بعد از انفجار تا قبل از چال‌های محیطی..... ۲۸
- شکل ۱۱-۲- تأثیر انواع تأخیر روی کیفیت دیواره تونل..... ۳۰
- شکل ۱۲-۲- جهت چال‌های محیطی تونل برای حفظ یکنواختی سطح مقطع..... ۳۰
- شکل ۱۳-۲- علامت گذاری دقیق محل چال‌ها در سینه کار تونل قبل از شروع چالزنی..... ۳۱
- شکل ۱۴-۲- تأثیر سرعت انفجار بر مقدار پس‌شکست..... ۳۲
- شکل ۱۵-۲- تونل با مقاطع مختلف در یک نوع توده سنگ..... ۳۲
- شکل ۱۶-۲- خلاصه ای از عوامل تأثیرگذار بر روی وقوع پس‌شکست..... ۳۳
- شکل ۱-۳- موقعیت مکانی منطقه معدنی طزره..... ۳۶
- شکل ۲-۳- تصویر استریوگرافیک صفحات ناپیوستگی در مسیر تونل..... ۳۸
- شکل ۳-۳- دستگاه برداشت مقطع تونل..... ۳۹
- شکل ۴-۳- ترازهای حبابی برای تراز کردن دستگاه..... ۳۹
- شکل ۵-۳- محل قرارگیری دستگاه برای برداشت مقطع تونل..... ۴۰
- شکل ۶-۳- شکل مقطع تئوری تونل به همراه سیستم نگهداری فولادی..... ۴۱
- شکل ۷-۳- رسم مقطع شماره ۱ تونل پس از عملیات انفجار با کمک اطلاعات برداشت شده به صورت مختصات قطبی..... ۴۲
- شکل ۸-۳- انطباق مقطع تئوری بر روی مقطع شماره ۱ به دست آمده از انفجار با استفاده از نرم افزار AutoCAD..... ۴۲
- شکل ۹-۳- نمای کلی از فاصله‌ی چال‌های انفجاری در مقطع شماره ۲۱ تونل..... ۴۴
- شکل ۱۰-۳- موقعیت خط برداشت و ناپیوستگی‌ها در مقطع تونل..... ۴۶
- شکل ۱۱-۳- وضعیت برخورد ناپیوستگی‌ها با خط برداشت..... ۴۹
- شکل ۱۲-۳- جدول تعیین نوع زبری ناپیوستگی‌ها..... ۵۲
- شکل ۱۳-۳- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی‌ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۱ الی ۱۱ تونل..... ۵۳
- شکل ۱۴-۳- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی‌ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۱۲ الی ۱۶ تونل..... ۵۴
- شکل ۱۵-۳- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی‌ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۱۷ الی ۲۰ تونل..... ۵۴
- شکل ۱۶-۳- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی‌ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۲۱ الی ۲۳ تونل..... ۵۴
- شکل ۱۷-۳- موقعیت تونل البرز..... ۵۶
- شکل ۱۸-۳- نمای نمونه از الگوی انفجار در تونل البرز..... ۵۷

شکل ۳-۱۹- نمای نمونه از الگوی انفجار در تونل شماره یک ۵۷

شکل ۳-۲۰- نمای نمونه از الگوی انفجار در تونل شماره دو ۵۸

شکل ۳-۲۱- نمای نمونه از الگوی انفجار مقاطع اولیه در تونل شماره یک و دو ۵۸

شکل ۳-۲۲- نمای نمونه از الگوی انفجار مقاطع شماره سه، چهار و پنج ۵۹

شکل ۴-۱- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل رگرسیون خطی چندگانه ۶۴

شکل ۴-۲- هیستوگرام مقادیر باقیمانده رگرسیون چندگانه خطی (مدل ۱) ۶۴

شکل ۴-۳- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل رگرسیون غیرخطی چندگانه ۶۷

شکل ۴-۴- اختلاف مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل رگرسیون غیرخطی چندگانه ۶۷

شکل ۴-۵- نمودار خطای آموزش و آزمون مدل شبکه عصبی منتخب بر حسب تعداد تکرار ۷۰

شکل ۴-۶- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده پس‌شکست با مدل ANN برای داده‌های آزمون ۷۰

شکل ۴-۷- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده پس‌شکست با مدل ANN برای داده‌های آموزش ۷۱

شکل ۴-۸- اختلاف مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل شبکه عصبی مصنوعی ۷۲

شکل ۴-۹- تابع عضویت متغیر ورودی سطح مقطع (A) ۷۴

شکل ۴-۱۰- تابع عضویت متغیر ورودی نسبت خرج چال‌های محیطی به بارسنگ (PB) ۷۴

شکل ۴-۱۱- تابع عضویت متغیر ورودی خرج ویژه (SC) ۷۴

شکل ۴-۱۲- تابع عضویت متغیر ورودی حفاری ویژه (SD) ۷۴

شکل ۴-۱۳- تابع عضویت متغیر ورودی امتیاز توده سنگ (RMR) ۷۴

شکل ۴-۱۴- تابع عضویت متغیر خروجی پس‌شکست (OB) ۷۵

شکل ۴-۱۵- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی برای داده‌های آزمون (روش غیر فازی سازی: میانگین حداکثرها) ۷۵

شکل ۴-۱۶- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی برای داده‌های آموزش (روش غیر فازی سازی: میانگین حداکثرها) ۷۵

شکل ۴-۱۷- اختلاف مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی ۷۷

شکل ۴-۱۸- نمودار خطای آموزش و تطبیق مدل شماره ۳ بر حسب تعداد تکرار ۸۰

شکل ۴-۱۹- نمودار خطای آموزش و تطبیق مدل شماره ۴ بر حسب تعداد تکرار ۸۰

شکل ۴-۲۰- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی عصبی تطبیقی برای داده‌های آزمون ۸۱

شکل ۴-۲۱- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی عصبی تطبیقی برای داده‌های آموزش ۸۱

شکل ۴-۲۲- اختلاف مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی عصبی تطبیقی ۸۲

شکل ۴-۲۳- مقدار پارامتر γ بر حسب میانگین خطای مطلق ۸۵

شکل ۴-۲۴- مقدار پارامتر ϵ بر حسب میانگین خطای مطلق ۸۵

شکل ۴-۲۵- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده پس‌شکست با SVM برای داده‌های آزمون ۸۵

شکل ۴-۲۶- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده پس‌شکست با SVM برای داده‌های آموزش ۸۶

شکل ۴-۲۷- اختلاف مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل ماشین بردار پشتیبان ۸۷

شکل ۴-۲۸- نتایج تحلیل حساسیت متغیرهای مستقل ۸۸

شکل ۴-۲۹- مشخص کردن خط چال‌های محوری و مکان چال‌های محیطی (D_d فاصله‌ی خط چال‌های محیطی تا دیواره‌ی مقطع تونل است) ۸۹

شکل ۴-۳۰- استفاده از خط کش T شکل در جانمایی چال‌های انفجاری ۹۰

فهرست جداول

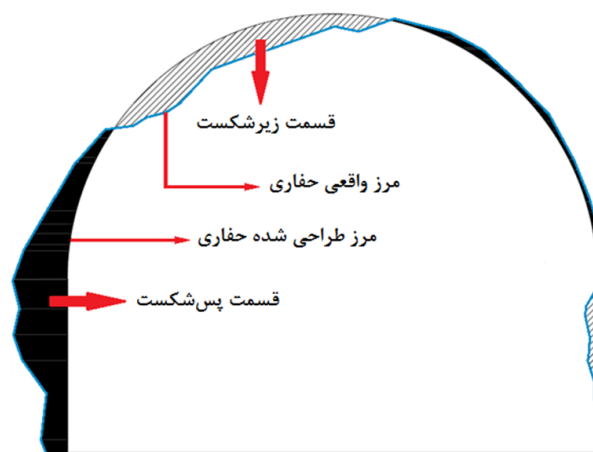
جدول ۱-۲- مقایسه میزان خسارت انفجار در دو دیواره تونل	۱۹
جدول ۲-۲- طبقه‌بندی توده سنگ با استفاده از شاخص RQD	۲۲
جدول ۳-۲- مقادیر فاکتورهای طراحی چال‌های محیطی با توجه به نوع سنگ	۲۷
جدول ۱-۳- جدول ثبت اطلاعات برداشت مقطع تونل	۴۰
جدول ۲-۳- اطلاعات مربوط به محاسبه‌ی میزان پس‌شکست در مقطع شماره ۱	۴۱
جدول ۳-۳- میزان پس‌شکست اندازه‌گیری شده در مقاطع تونل پس از انفجار	۴۲
جدول ۴-۳- اطلاعات چالزنی و انفجار مقطع شماره ۲۱ تونل	۴۴
جدول ۵-۳- نتایج بررسی آماری اطلاعات چالزنی و انفجار مقاطع تونل	۴۵
جدول ۷-۳- تصحیحات لازم برای جهات مختلف چکش اشمیت	۴۷
جدول ۸-۳- مقادیر به دست آمده برای مقاومت فشاری میانگین هر مقطع تونل	۴۸
جدول ۹-۳- مقدار RQD در مقطع تونل	۴۹
جدول ۱۰-۳- تعیین فاصله داری قائم دسته درزه در مقطع شماره ۱	۵۰
جدول ۱۱-۳- فاصله‌داری قائم دسته‌های ناپیوستگی در مقاطع تونل	۵۱
جدول ۱۲-۳- امتیاز RMR برای مقاطع تونل	۵۲
جدول ۱۳-۳- ارزیابی تأثیر جهت‌داری ناپیوستگی‌ها روی تونل	۵۳
جدول ۱۴-۳- امتیاز RMR تعدیل شده برای مقاطع تونل	۵۵
جدول ۱۵-۳- بررسی آماری امتیازهای داده شده برای پارامترهای RMR	۵۵
جدول ۱۶-۳- تبدیل مقادیر امتیاز سیستم Q به امتیاز توده سنگ	۵۹
جدول ۱-۴- خلاصه‌ای از مدل‌های متغیرهای مستقل	۶۵
جدول ۲-۴- تعدادی از مدل‌های غیرخطی ساخته شده	۶۶
جدول ۳-۴- نتایج مدل نهایی رگرسیون چندگانه غیرخطی	۶۷
جدول ۴-۴- شبکه‌های عصبی بررسی شده با ساختارهای متفاوت	۶۹
جدول ۵-۴- اطلاعات مدل منتخب شبکه عصبی برای پیش‌بینی پس‌شکست	۷۰
جدول ۶-۴- نتایج مدل نهایی شبکه عصبی مصنوعی	۷۱
جدول ۷-۴- نتایج مدل نهایی فازی	۷۶
جدول ۸-۴- اطلاعات سیستم‌های فازی عصبی تطبیقی ساخته شده	۷۹
جدول ۹-۴- اطلاعات سیستم فازی - عصبی تطبیقی منتخب	۸۰
جدول ۱۰-۴- نتایج مدل نهایی فازی عصبی تطبیقی	۸۲
جدول ۱۱-۴- اطلاعات مدل ماشین بردار پشتیبان منتخب	۸۶
جدول ۱۲-۴- نتایج مدل نهایی ماشین بردار پشتیبان	۸۶
جدول ۱۳-۴- ضریب تعیین و مجذور میانگین مربعات خطای مدل‌های پیش‌بینی پس‌شکست	۸۷
جدول ۱۴-۴- طرح پیشنهادی برای انفجار کنترل شده چالهای محیطی (قطر چالها ۳۵ میلیمتر است)	۹۰
جدول ۱۵-۴- مقادیر فاکتورهای طراحی چالهای محیطی با توجه به نوع سنگ	۹۱

فصل ۱

کلیات موضوع و مقدمه

۱-۱- تعریف مسأله و بیان هدف

با توجه به نیازهای مختلف بشر از جمله تامین مواد معدنی، حمل و نقل، تولید نیرو، ذخیره‌سازی‌های زیرزمینی، انتقال آب، فاضلاب و...، حفر تونل و فضاهای زیرزمینی به یک امر بدیهی در جهان امروز تبدیل شده است. بدون در نظر گرفتن نوع کاربری و هدف از ساخت تونل، تمام آن‌ها در مراحل حفاری خود با پدیده‌ای مشکل‌ساز مواجه هستند (Murthy et al, 2003). تأثیر این پدیده هنگامی که روش سنتی چالزنی و انفجار بکار گرفته شود، اهمیتی چندین برابر پیدا می‌کند. این پدیده مانند میزان خردایش و پیشروی یکی از نتایج بدیهی در عملیات انفجار است (Jang&Topal, 2013). پدیده مورد بحث "Overbreak" نامیده می‌شود، که معادل فارسی آن "پس‌شکست" است. پس‌شکست میزان حفاری اضافه‌ای است که در مقطع تونل رخ می‌دهد و باعث می‌شود تا مقطع ایجاد شده با مقطعی که به صورت تئوری طراحی شده است، تفاوت داشته باشد. علاوه بر پدیده پس‌شکست، پدیده‌ی دیگری نیز در طی حفر تونل‌ها روی می‌دهد که موضوع بحث این تحقیق نیست. این پدیده برعکس پس‌شکست است و زمانی ایجاد می‌شود که بخشی از سنگ‌های موجود در مقطع تونل، که باید در عملیات حفاری برداشته شوند، در دیواره تونل باقی بمانند. این پدیده زیرشکست^۱ نامیده می‌شود. شکل (۱-۱) نمونه‌ای از پس‌شکست و زیرشکست ایجاد شده در محیط یک تونل فرضی را نشان می‌دهد.



شکل ۱-۱- وضعیت پس‌شکست و زیرشکست در محیط تونل فرضی

روش چالزنی و انفجار به علت هزینه سرمایه‌گذاری پایین نسبت به سایر روش‌های حفاری و همچنین انعطاف‌پذیری و سازگاری بالا در مقابل تغییرات شرایط زمین، یکی از گزینه‌هایی است که

1- Underbreak

برای حفاری تونل در سنگ مدنظر قرار می‌گیرد (Singh&Xavier, 2005). اما با تمام این مزایا، وقوع پس‌شکست منجر به کاهش ایمنی، افزایش زمان عملیات، افزایش نگهداری و ترقیق ماده معدنی می‌شود که این مسأله در نهایت هزینه‌های عملیاتی پروژه را افزایش خواهد داد.

با توجه به مطالب گفته شده، این ذهنیت ایجاد می‌شود که بایستی با استفاده از روش‌های کنترل کننده‌ی مختلف، تأثیرات زیان بار این پدیده را کاهش داد. اما برای کنترل کردن این پدیده، ابتدا باید بتوان آن را پیش‌بینی کرد. پیش‌بینی پس‌شکست اولین قدم در توسعه‌ی سیستم مدیریت پس‌شکست است. در نتیجه هدف این پایان نامه ارائه‌ی مدلی برای پیش‌بینی پدیده پس‌شکست است. هدف از پیش‌بینی این است که بتوان از ایجاد هزینه‌های اضافه تا حد قابل قبولی جلوگیری کرده و میزان بهره‌وری عملیات را افزایش داد. یک سوال رایج در اجرای پروژه‌های زیرزمینی این است که آیا پس‌شکست تحت تأثیر نحوه اجرای طرح انفجار بوده است یا به علت وضعیت و کیفیت توده سنگ و یا اینکه هر دو مورد علت وقوع آن بوده‌اند. از این رو برای پیش‌بینی پس‌شکست، ابتدا نیاز است که عوامل تأثیرگذار بر روی آن را به خوبی شناسایی و بررسی کرده و به چنین سوالاتی پاسخ داده شود. عوامل تأثیرگذار بر روی پدیده پس‌شکست به طور کلی در دو گروه اصلی و مهم طبقه‌بندی می‌شوند:

الف : عوامل غیرقابل کنترل^۱ (پارامترهای زمین‌شناسی)

ب : عوامل قابل کنترل^۲ (پارامترهای انفجار)

عوامل غیرقابل کنترل، عواملی هستند که مهندسين در آن‌ها نقشی نداشته و به طبیعت توده سنگ و محل حفاری مربوط هستند. در واقع این عوامل توسط طبیعت دیکته می‌شوند. این عوامل شامل تعداد دسته درزه‌ها، جهت‌داری درزه‌ها، فاصله‌داری درزه‌ها، بازشدگی درزه‌ها، پرشدگی درزه‌ها، شاخص کیفیت توده سنگ، وضعیت آب، وضعیت تنش‌های برجا و مقاومت توده سنگ می‌شوند (Singh&Xavier, 2005) و (Ibarra et al, 1996). تمام عوامل ذکر شده ارتباطی غیرخطی با وقوع پدیده پس‌شکست دارند.

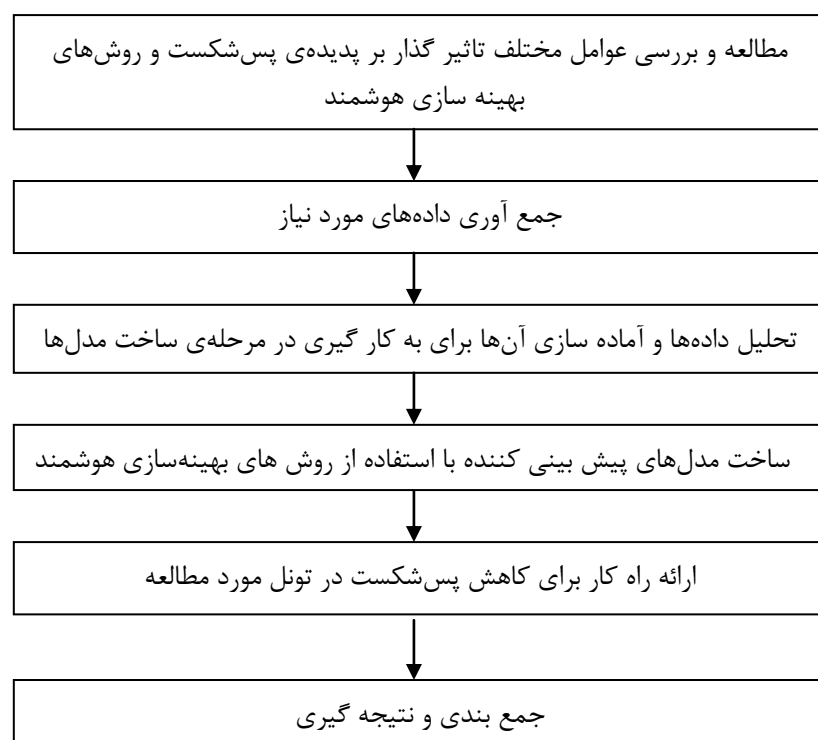
برخلاف پارامترهای زمین‌شناسی، عوامل قابل کنترل عواملی هستند که مهندسين در آن‌ها نقش داشته و قابل تغییر هستند. این عوامل شامل پارامترهای طراحی الگوی انفجار و خصوصیات مواد منفجره می‌شوند. قطر و طول چال‌ها، انحراف‌های حفاری چال‌ها، الگوی چال‌های محیطی، تأخیر و توالی بین چال‌های محیطی، کیفیت طراحی قسمت برش، خرج ویژه (خرج ویژه چال‌های محیطی اهمیت بیشتری دارند)، تراکم خرج چال‌ها، فشار موج ضربه و فشار چال، از جمله‌ی عوامل قابل کنترل

1- Uncontrollable Factors

2- Controllable Factors

هستند (Singh&Xavier, 2005) و (Ibarra et al,1996). در این مورد نیز تمام عوامل ارتباطی غیرخطی با وقوع پدیده پس شکست دارند.

حال مسأله این است که چگونه و با استفاده از چه ابزاری می توان با کمک اطلاعات به دست آمده از عوامل تأثیرگذار بر روی این پدیده، آن را به صورت مناسب پیش بینی کرد. تمام عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس شکست ارتباط غیرخطی با وقوع آن داشته و در بیشتر موارد یافتن ارتباط بین آن ها بسیار دشوار است. راه حل این مسأله، استفاده از روش های بهینه سازی هوشمند^۱ است. به طور کلی در این پایان نامه متدولوژی تحقیق به این صورت است:



۱-۲- تاریخچه تحقیقات

تاریخچه تحقیقات در زمینه ی موضوع این پایان نامه، بسیار گسترده است. تحقیقات صورت گرفته در این زمینه را می توان به سه بخش تقسیم کرد. بخش اول شامل تحقیقات مربوط به پیش بینی پدیده پس شکست، بخش دوم شامل تحقیقات مربوط به بررسی تأثیر عوامل مختلف بر روی پس شکست و

1- Intelligent Optimization Methods

بخش سوم شامل تحقیقات مربوط به استفاده از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در زمینه‌ی پیش‌بینی پدیده‌های مرتبط به مبحث انفجار می‌شوند.

۱-۲-۱- پیش‌بینی پدیده پس‌شکست

محققین بسیاری سعی در ارائه روشی مناسب و دقیق برای پیش‌بینی پدیده پس‌شکست طی سال‌های گذشته داشته‌اند. این محققین برای تخمین و پیش‌بینی سطوح خسارت انفجار از پارامتر سرعت ذره ای حداکثر^۱ استفاده کردند. نتایج تحقیقات آن‌ها منجر به تعیین سطوح مجاز مختلفی برای سرعت ذره‌ای حداکثر شد که با رعایت آن ممکن است از وقوع پس‌شکست جلوگیری شود.

کالدر^۲ و باور^۳ در سال ۱۹۷۰ طی بررسی‌های خود مشاهده کردند، زمانی که سرعت ذره‌ای حداکثر کمتر از ۲۵۴ میلیمتر بر ثانیه باشد، هیچ شکافی در سنگ ایجاد نمی‌شود؛ و زمانی که سرعت ذره‌ای حداکثر بین ۲۵۴ و ۲۶۳ میلیمتر بر ثانیه باشد، کمی پوسته پوسته شدن در سنگ اتفاق می‌افتد. همچنین سرعت ذره‌ای بین ۲۶۳ تا ۲۵۴۰ میلیمتر بر ثانیه منجر به ایجاد ترک‌های شعاعی زیادی در سنگ شده و در نهایت، اگر میزان سرعت ذره‌ای حداکثر بیشتر از ۲۵۴۰ میلیمتر بر ثانیه شود، توده سنگ تخریب می‌شود. طبق بررسی‌های کیلستروم^۴ و لانگفورس^۵ در سال ۱۹۷۳، زمانی که سرعت ذره‌ای حداکثر بین ۳۰۵ و ۶۱۰ میلیمتر بر ثانیه باشد، منجر به ایجاد ترک و در نتیجه سقوط سنگ در تونل می‌شود (Dey&Murthy, 2012).

هولمبرگ^۶ و پیرسون^۷ در سال ۱۹۷۹ به این نتیجه رسیدند که خسارت انفجار زمانی که سرعت ذره‌ای حداکثر بین ۷۰۰ تا ۱۰۰۰ میلیمتر بر ثانیه باشد ایجاد می‌شود. اوریود در سال ۱۹۸۲ به این نتیجه رسید که بیشتر خساراتی که به توده سنگ وارد می‌شود در سرعت‌های ذره‌ای بیشتر از ۶۳۵ میلیمتر بر ثانیه است. همچنین راستان^۸ و همکارانش در سال ۱۹۸۵ سطح خسارت دیدن توده سنگ را در سرعت‌های ذره‌ای حداکثر بین ۱۰۰۰ تا ۳۰۰۰ میلیمتر بر ثانیه تخمین زدند. مایر^۹ و دان^{۱۰} طبق بررسی‌های خود در سال ۱۹۹۵، سطح مجاز سرعت ذره‌ای حداکثر را برای خسارت دیدن سنگ، ۶۰۰ میلیمتر بر ثانیه محاسبه کردند. بوگدانیهوف^{۱۱} در سال ۱۹۹۶ سطح خسارت رسیدن به سنگ را در سرعت‌های ذره‌ای بین ۲۰۰۰ تا ۲۵۰۰ میلیمتر بر ثانیه تعیین کرد. مورتی^{۱۲} و دی^{۱۳} در سال

1- Pick Particle Velocity (PPV)

2- Calder

3- Bauer

4- Kihlstrom

5- Longforse

6- Holmberg

7- Persson

8- Rustan

9- Meyer

10- Dunn

11- Bogdanhoff

12- Murthy

13- Dey

۲۰۰۳ طی مطالعه خود در سنگی از نوع بازالت فشرده، مقدار سرعت ذره‌ای حداکثر برای وقوع پس شکست را برابر با ۲۰۵۰ میلیمتر بر ثانیه تخمین زدند (Dey&Murthy, 2012).
ایبارا^۱ و همکارانش در سال ۱۹۹۶ رابطه‌ای تجربی بین مقدار امتیاز سیستم Q، مقدار خرج ویژه چال‌های محیطی (PPF) و میزان پس‌شکست برای پیش‌بینی این پدیده ارائه دادند (رابطه ۱-۱). در این مطالعه آن‌ها نتیجه گرفتند که کیفیت توده سنگ تأثیر بیشتری نسبت به میزان خرج ویژه چال‌های محیطی بر روی میزان پس‌شکست دارد (Ibarra et al, 1996).

$$Overbreak (\%) = -0.12 + 15.07 \times PPF - 2.55 \times \log(Q) \quad (1-1)$$

مورتی و همکارانش در سال ۲۰۰۳ فرمولی برای پیش‌بینی میزان پس‌شکست ارائه دادند (رابطه ۲-۱). در این فرمول برای پیش‌بینی از حداکثر مقدار وزن ماده منفجره در هر تأخیر (q) بر حسب کیلوگرم استفاده شده است. ضریب همبستگی^۲ (R) این رابطه برابر با ۰/۸۸ به دست آمده است (Murthy et al, 2003). برای تعیین ضریب همبستگی از رابطه (۳-۱) استفاده شده است (Monjezi et al, 2010). در این رابطه، A_{ipred} و A_{imeas} به ترتیب برابر با i امین مقدار پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری شده هستند. همچنین $\bar{A}_{pred}$ و $\bar{A}_{meas}$ به ترتیب برابر با میانگین مقادیر پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری شده هستند و n نیز برابر با تعداد داده‌ها است.

$$Overbreak (\%) = 0.2867q^{1.999} \quad (2-1)$$

$$R = 100 \times \left[\frac{\sum_{i=1}^n (A_{ipred} - \bar{A}_{pred})(A_{imeas} - \bar{A}_{meas})}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (A_{ipred} - \bar{A}_{pred})^2 \sum_{i=1}^n (A_{imeas} - \bar{A}_{meas})^2}} \right] \quad (3-1)$$

دی (۲۰۰۴) یک مدل توسعه داده شده برای پیش‌بینی میزان پس‌شکست براساس پارامترهای سنگ، پارامترهای طرح انفجار و پارامترهای مواد منفجره ارائه داد (رابطه ۴-۱). میزان پس‌شکست پیش‌بینی شده با این مدل با مقادیر واقعی حدود ۱۰ درصد تفاوت داشته است. همچنین ضریب همبستگی رابطه برابر با ۰/۷ به دست آمده است (Dey&Murthy, 2012). در این رابطه q_p خرج ویژه چال‌های محیطی، C_p سرعت موج طولی بر حسب کیلومتر بر ثانیه، ν نسبت پواسون، A_F

1- Ibarra

2- Correlation Coefficient

فاکتور پیشروی (نسبت طول چال به طول پیشروی) و f_c نسبت طول چال به مساحت مقطع (متر بر متر مربع) هستند.

$$Overbreak (\%) = 27.91 + 0.97q_p - 1.59C_p - 1.89 \frac{A_F}{f_c} \quad (4-1)$$

اشمیت^۱ و همکارانش (۲۰۰۶) طی مطالعه موردی خود توانستند ارتباطی بین میزان پس شکست و امتیاز توده سنگ و همچنین بین میزان پس شکست و نوع لیتولوژی محل به دست بیاورند. آن‌ها به این نتیجه رسیدند که با پیش‌بینی نوع لیتولوژی در مسیر تونل می‌توان مقدار امتیاز توده سنگ را تخمین زد. در نتیجه می‌توان با استفاده از ارتباط بین میزان پس شکست و امتیاز توده سنگ، مقدار حداکثر پس شکست را پیش‌بینی کرد. همچنین می‌توان با استفاده از ارتباط بین میزان پس شکست و نوع لیتولوژی محل، مقدار میانگین پس شکست را نیز پیش‌بینی کرد (Schmitz et al, 2006).

فنگ کوانگ^۲ و همکارانش (۲۰۰۸) مدلی را برای پیش‌بینی پس شکست با استفاده از روش تجزیه و تحلیل تفکیک کننده بیز^۳ ارائه دادند. این مدل با استفاده از عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس شکست (شیب و جهت شیب دسته درزه‌ها و صفحه لایه‌بندی و فاصله‌داری و گسترش آن‌ها) ساخته شده است. با استفاده از Cross-Validation برای مدل پیش‌بینی کننده، نرخ تشخیص اشتباه مدل نزدیک به صفر به دست آمده و نتایج نشان داده که خروجی مدل آنالیز تفکیک کننده بیز همانند مشاهدات صورت گرفته در واقعیت هستند (Feng qiang et al, 2008).

ژانگ^۴ و توپال^۵ در سال ۲۰۱۳ برای بهینه‌سازی پیش‌بینی میزان پس شکست از سه مدل استفاده کردند. این سه مدل به ترتیب با استفاده از روش شبکه‌های عصبی مصنوعی، آنالیز رگرسیون چندگانه خطی^۶ و آنالیز رگرسیون چندگانه غیرخطی^۷ و با به کارگیری ۴۹ دسته داده ساخته شده است. داده های ورودی برای مدل پیش‌بینی پس شکست، پارامترهای امتیاز توده سنگ^۸ هستند. این پارامترها شامل مقاومت فشاری تک‌محوره، شاخص کیفیت سنگ^۹، فاصله‌داری درزه‌ها، وضعیت درزه‌ها، شرایط آبداری زمین و جهت داری درزه‌ها می‌شوند که هر کدام برای هر مقطع قبل از عملیات انفجار به دست می‌آیند. افزون بر موارد فوق، عمق پس شکست بعد از انفجار هر مقطع تونل به عنوان داده‌ی خروجی مدل مورد نظر، اندازه‌گیری شده است. همچنین پارامترهای انفجار در این مطالعه به عنوان

1- Schmitz
2- Feng qiang
3- Bayes Discriminant Analysis Method

4- Jang
5- Topal
6- Multiple Linear Regression

7- Multiple Nonlinear Regression
8- Rock Mass Rating
9- Rock quality designation

یک طرح استاندارد، ثابت در نظر گرفته شده‌اند و مدل‌های پیش‌بینی کننده بر روی پارامترهای زمین شناسی متمرکز هستند (Jang&Topal, 2013).

در این مطالعه، شبکه عصبی چند لایه پرسپترون از یک لایه ورودی همراه با شش گره ورودی و دو لایه پنهان به ترتیب با پانزده و سیزده سلول عصبی و یک لایه خروجی با یک سلول عصبی تشکیل شده است (شبکه با ساختار ۱-۱۳-۱۵-۶). برای آموزش شبکه عصبی از روش رو به جلو با روال انتشار برگشتی خطا استفاده شده است. همچنین توابع تحریک تانژانت هایپربولیک برای دو لایه پنهان بکار گرفته شده‌اند. برای لایه خروجی نیز تابع خطی مورد استفاده قرار گرفته است. در مورد مطالعاتی این تحقیق، میزان پس‌شکست پیش‌بینی شده با شبکه‌های عصبی مصنوعی اختلاف بسیار کمی با مقادیر واقعی به دست آمده داشته و ضریب تعیین^۱ (رابطه ۵-۱) بین آن‌ها ۰/۹۴۵ به دست آمده است.

$$R^2 = 100 \times \left[\frac{\sum_{i=1}^n (A_{ipred} - \bar{A}_{pred})(A_{imeas} - \bar{A}_{meas})}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (A_{ipred} - \bar{A}_{pred})^2 \sum_{i=1}^n (A_{imeas} - \bar{A}_{meas})^2}} \right]^2 \quad (5-1)$$

در این تحقیق، شبکه عصبی مصنوعی در مقایسه با دو روش دیگر، نتیجه مطلوب‌تری ارائه داده است. مقدار ضریب تعیین مدل رگرسیون خطی و غیرخطی چندگانه به ترتیب برابر با ۰/۶۹۴ و ۰/۷۰۸ به دست آمده‌اند (روابط ۶-۱ و ۷-۱). در این روابط J_a و J_s به ترتیب معرف وضعیت درزه‌ها و فاصله داری آن‌ها هستند (Jang&Topal, 2013). ژانگ و توپال گام مهمی در زمینه‌ی پیش‌بینی پس‌شکست در حفاری تونل‌ها برداشتند و بحث استفاده از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند را در این زمینه مطرح کردند. اما در نظر نگرفتن پارامترهای انفجار و اکتفا کردن به پارامترهای زمین‌شناسی در ساخت مدل‌های پیش‌بینی کننده شاید نقطه‌ی ضعف مدل‌های ارائه شده توسط آنان باشد.

$$Overbreak (\%) = 53.607 - 1.21(J_a) - 1.919(J_s) \quad (6-1)$$

$$Overbreak (\%) = 3.457 - 0.072(J_s^2) + 272.58(1/J_a) \quad (7-1)$$

سان^۳ و همکارانش در سال ۲۰۱۳ نیز مدلی برای پیش‌بینی میزان پس‌شکست در تونلی با نام PD6 در نیروگاه برق-آبی ییزینگ^۴ و تونل هانگفنگ^۵ بزرگراه ژیلون^۶ در کشور چین، با به کارگیری

1- Determination coefficient
2 -Wavelet Neural Network (WNN)

3- Sun
4- Yixing

5- Hongfeng
6- Jiliwen

روش شبکه عصبی موجکی ارائه دادند. ترکیب موجک و شبکه عصبی مصنوعی، الگوی جدیدی از هوش مصنوعی با نام شبکه‌های عصبی موجکی را تشکیل می‌دهد. قرارگیری تابع موجک به جای تابع تحریک باعث می‌شوند علاوه بر اصلاح شدن وزن‌های ارتباطی شبکه، پارامترهای تابع موجک نیز اصلاح شود. این کار مانند این است که تابع تحریک شبکه نیز در هر مرحله اصلاح شود. در این تحقیق به منظور جمع‌آوری داده‌های ورودی شبکه (شیب و جهت شیب ناپیوستگی‌ها، طول خط اثر و فاصله‌داری) از علم آمار استفاده شده است. با استفاده از داده‌های محدود به دست آمده از عملیات برداشت، برای هر کدام از پارامترهای مستقل، تابع توزیع احتمال مناسب به دست آمده و با نمونه‌گیری تصادفی از فواصل اطمینان، ورودی هر شبکه برای آموزش ایجاد شده است. برای حجم پس شکست‌های ایجاد شده در تونل نیز چهار دسته بازه تعیین شده و هر مورد پس شکست در یک دسته قرار گرفته و به عنوان متغیر خروجی شبکه برای آموزش در نظر گرفته شده است. نتایج این مطالعه نشان داد که مقادیر پیش‌بینی شده با مقادیر واقعی به دست آمده، ۱۰ تا ۳۰ درصد اختلاف دارند (Sun et al, 2013).

محمدی و همکارانش در سال ۲۰۱۵ به منظور کاهش مقدار پس شکست در تونل البرز، از منطق فازی^۱ و رگرسیون خطی چندگانه برای ساخت مدل پیش‌بینی کننده پس شکست استفاده کردند. برای ساخت مدل فازی از ۲۰۲ دسته داده استفاده شده است. مدل پیش‌بینی کننده براساس پارامترهای خرج ویژه (P_f)، حفاری ویژه (S_d)، نسبت تعداد چال‌های محیطی به تعداد کل چال‌های مقطع تونل (NC)، نسبت مقدار ماده منفجره در چال‌های محیطی به بارسنگ چال‌های محیطی (CB)، نسبت طول چال‌ها به مقدار گل‌گذاری آن‌ها (LS)، درصد مطلوبیت جهت‌داری درزه‌ها (Jo) و امتیاز توده سنگ (RMR) ساخته شده است (Mohammadi et al, 2015). در این تحقیق، برخلاف مطالعات ژانگ و توپال و همچنین سان و همکارانش که پارامترهای انفجار را مد نظر قرار نداده بودند، محمدی و همکارانش این پارامترها را همراه با پارامترهای زمین‌شناسی برای ساخت مدل پیش‌بینی کننده خود بکار گرفته‌اند.

در این تحقیق، مدل فازی براساس سیستم استنتاج ممدانی ساخته شده و ۱۸۲ قانون فازی برای ساخت پایگاه قواعد آن نوشته شده است. میزان پس شکست پیش‌بینی شده به کمک منطق فازی اختلاف بسیار کمی با مقادیر واقعی به دست آمده داشته و ضریب تعیین بین آن‌ها ۰/۹۵۷ به دست آمده است. نتایج این تحقیق حاکی از عملکرد بهتر منطق فازی برای پیش‌بینی پدیده‌ی پس

1- Fuzzy Logic

شکست در مقایسه با مدل رگرسیون خطی (رابطه ۸-۱) در حفاری تونل‌ها است. ضریب تعیین مدل رگرسیون خطی برابر با ۰/۴۷ به دست آمده است (Mohammadi et al, 2015).

$$\text{Overbreak (\%)} = 17.43 - 0.042(\text{RMR}) + 0.019(J_o) - 32.539(\text{NC}) - 0.113(\text{LS}) + 0.02(\text{CB}) + 0.702(S_d) - 3.833(P_f) \quad (8-1)$$

۱-۲-۲- بررسی عوامل تأثیرگذار بر روی پدیده پس‌شکست

راستان و همکارانش در سال ۱۹۸۵ طی مطالعه خود بر روی تونلی که در مگنتیت درزه‌دار سخت حفاری می‌شد، سیستم طبقه‌بندی جدیدی برای انفجار کنترل شده ارائه دادند. آن‌ها از چهار نوع ماده منفجره مختلف و سه حالت شروع انفجار مختلف برای انفجار چال‌های محیطی تونل استفاده کردند. آن‌ها به این نتیجه رسیدند که استفاده از فتیله انفجاری و تأخیر ۱/۵ میلی ثانیه‌ای برای چال‌های محیطی کمترین خسارت را به توده سنگ پیرامون تونل وارد می‌کند (Rustan, 1998).

سینگ^۱ در سال ۱۹۹۲ تأثیر خصوصیات توده سنگ مانند درزها (جهت‌داری، فاصله‌داری، پرشوندگی و...) بر روی خسارت انفجار و همچنین مکانیزم وقوع آن را مورد بررسی قرار داد. همچنین راهکارهایی برای کاهش وقوع خسارات انفجار ارائه کرده است. از جمله‌ی این راه‌کارها می‌توان به افزایش دقت در هنگام چالزنی، استفاده از مواد منفجره با سرعت انفجار بالا به جای مواد منفجره با سرعت انفجار پایین، کاهش گل‌گذاری و بارسنگ برای کمتر شدن تاثیر نفوذ گازهای حاصل از انفجار روی درزه‌ها اشاره کرد (Singh, 1992).

چاکرابورتی^۲ و همکارانش در سال ۱۹۹۴ طی مطالعه‌ای، تأثیر جهت‌داری درزه‌ها را روی میزان پس‌شکست بررسی کردند. آن‌ها نتیجه گرفتند که کارائی عملیات انفجار و میزان پس‌شکست تحت تأثیر جهت‌داری درزه‌ها هستند (Cackraborty et al, 1994).

راستان در سال ۱۹۹۸ مطالعه خود را بر روی چگونگی تأثیر انفجار چال‌های محیطی با تأخیرهای متوالی بسیار کوچک (۱ تا ۲ میلی‌ثانیه‌ای) برای انفجار چال‌های محیطی معطوف کرد. او به این نتیجه رسید که، اگرچه تأخیر ۱ تا ۲ میلی‌ثانیه‌ای برای کنترل لرزش زمین و کاهش فراوانی ترک‌های ایجاد شده مناسب است، اما برای کاهش میزان پس‌شکست و طول ترک‌های تولید شده موثر نیست. در

1- Singh

2- Chakraborty

عوض هنگامی که چال‌های محیطی همزمان منفجر شوند میزان پس‌شکست و طول ترک‌های تولید شده کمتر می‌شود (Rustan, 1998).

مندال^۱ و سینگ در سال ۲۰۰۹ با اندازه‌گیری پس‌شکست در طی انفجارهای مختلف و ارزیابی گرافیکی و آماری آن‌ها به این نتیجه رسیدند که برای کاهش مقدار پس‌شکست، بایستی در طراحی عملیات انفجار خصوصیات ژئوتکنیکی توده سنگ و همچنین وضعیت تنش‌های برجا مورد توجه قرار بگیرد. همچنین برای نگه داشتن مقدار پس‌شکست در حد مجاز، الگوی‌های چالزنی و انفجار متفاوتی برای مقاطع مختلف باید طراحی شود. علاوه بر این، در مقاطی که توده سنگ بسیار ضعیف است، حفاری باید به صورت چند مرحله‌ای انجام شود تا در نهایت مقطع با ابعاد مورد نظر به دست آید (Mandal&Singh, 2009).

کیم^۲ و همکارانش در سال ۲۰۱۳ یک راهنما برای کاهش و کنترل میزان پس‌شکست در تونل‌های کشور کره جنوبی ارائه دادند. این راهنما بر اساس ۴۵ مورد مقطع حفاری شده با روش چالزنی و انفجار تهیه شده است. این راهنما با کنترل سه مرحله‌ی حفاری تونل (طراحی مقطع، حفاری چال‌ها و خرج‌گذاری آن‌ها) میزان پس‌شکست را کنترل می‌کند. با به کارگیری این راهنما میزان پس‌شکست در مقایسه با حالتی که این راهنما استفاده نشده است، ۱۰ تا ۷۷ درصد کاهش یافته است (Kim&Moon, 2013).

حسینی و همکارانش در سال ۲۰۱۵ طی عملیات‌های انفجار در تونل البرز، مهمترین عوامل زمین‌شناسی تأثیرگذار بر وقوع پس‌شکست را شناسایی کردند. در این تحقیق، ۲۱ مقطع تونل مورد بررسی قرار گرفت که از این تعداد، ۱۱ مقطع با روش انفجار کنترل شده و ۱۰ مقطع با روش پیش شکافی حفر شده‌اند. با توجه به بررسی‌های صورت گرفته به این نتیجه رسیدند که طرح انفجار چال‌های محیطی تونل، تأثیر زیادی بر روی وقوع پس‌شکست نداشته است. در مقابل عوامل زمین‌شناسی بیشترین تأثیر را در وقوع پس‌شکست داشته‌اند. این عوامل شامل جهت‌داری و فاصله‌داری درزه‌ها، شرایط درزه‌ها، نوع توده سنگ و شاخص کیفیت توده سنگ در تونل البرز می‌شوند (Hosseini et al, 2015).

1-Mandal

2- Kim

۱-۲-۳- کاربرد روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در زمینه‌ی انفجار

در مورد تاریخچه‌ی کاربرد روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در زمینه‌ی مهندسی معدن و به ویژه مبحث انفجار، می‌توان به برخی تحقیقات انجام شده در سال‌های گذشته اشاره کرد که در جدول (۱-۱) ارائه شده‌اند.

۱-۳- اهمیت و ضرورت پیش‌بینی پس‌شکست

پدیده پس‌شکست تأثیرات نامطلوبی بر روند عملیات ساخت و ساز تونل می‌گذارد و با افزایش مقدار آن، تأثیرات نامطلوب بیشتر می‌شوند. وقوع این پدیده باعث افزایش هزینه‌های نگهداری به علت نیاز به پر کردن محل‌های اضافه حفاری شده، افزایش زمان عملیات و کاهش بهره‌وری به علت انجام کارهای بی‌حاصل، افزایش ترقیق ماده معدنی در تونل‌های معدنی و کاهش پایداری توده سنگ پیرامون تونل به علت خسارت زدن به آن می‌شود. تمام موارد گفته شده باعث کاهش بهره‌وری پروژه و بروز مشکلات مدیریتی و در نهایت افزایش هزینه کلی تمام شده عملیات می‌شوند.

وقوع پس‌شکست در محیط تونل باعث ناهموار شدن دیواره تونل می‌شود. این مسئله برای تونل‌های انتقال آبی که در آن‌ها از آسترهای بتنی استفاده نمی‌کنند باعث ایجاد افت فشارهای بسیاری در طول مسیر انتقال می‌شود. بر اساس آمارهای ارائه شده، هزینه تامین نگهداری اضافه به دلیل وقوع پس‌شکست، به ۱۵ تا ۱۸ درصد هزینه کلی ساخت و ساز می‌رسد (Kim&Moon, 2013). برای مثال در پروژه تونل نیروگاه برق-آبی کوینا^۱ در کشور هند (۱۹۹۶)، وقوع پس‌شکست باعث شد تا هزینه‌ها به میزان ۱۹ درصد هزینه‌های کلی ساخت و ساز تونل افزایش پیدا کند (Jang&Topal, 2013). با توجه به موارد گفته شده با پیش‌بینی و در نهایت کنترل پدیده پس‌شکست می‌توان در هزینه تمام شده پروژه‌ها به مقدار زیادی صرفه‌جویی کرد.

جدول ۱-۱- تحقیقات صورت گرفته در زمینه‌ی کاربرد روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در مبحث انفجار

نویسنده(ها)	سال	موضوع تحقیق	روش(ها)	زمینه کاری
Monjezi et al	۲۰۰۸	عقب زدگی	ANN	حفریات روباز
Kandelwal et al	۲۰۱۰	لرزش زمین	SVM	حفریات روباز
Monjezi et al	۲۰۱۰	عقب زدگی	Fuzzy Set Theory	حفریات روباز
Monjezi et al	۲۰۱۱	پرتاب سنگ	ANN	حفریات روباز
Monjezi et al	۲۰۱۱	عقب زدگی - پرتاب سنگ	Genetic algorithm(GA)	حفریات روباز
Fişne et al	۲۰۱۱	لرزش زمین	Fuzzy Set Theory	حفریات روباز
Rezaei et al	۲۰۱۲	پرتاب سنگ	Fuzzy Set Theory	حفریات روباز
Amini et al	۲۰۱۲	پرتاب سنگ	SVM	حفریات روباز
Khandelwal and Monjezi	۲۰۱۳	عقب زدگی	SVM	حفریات روباز
Sayadi et al	۲۰۱۳	عقب زدگی و خردایش	ANN	حفریات روباز
Jang and Topal	۲۰۱۳	پس شکست	ANN	حفریات زیرزمینی
Sun et al	۲۰۱۳	پس شکست	Wavelet Neural Network(WNN)	حفریات زیرزمینی
Hajihassani et al	۲۰۱۴	لرزش هوا	Particle Swarm Optimization based on ANN	حفریات روباز
Esmaili et al	۲۰۱۴	عقب زدگی	ANN and ANFIS	حفریات روباز
Mohammadi et al	۲۰۱۵	پس شکست	Fuzzy Set Theory	حفریات زیرزمینی
Ebrahimi et al	۲۰۱۶	عقب زدگی و خردایش	ANN & Bee Colony Algorithm(BCA)	حفریات روباز

۱-۴- جمع‌بندی فصل

حفر تونل، یک امر ضروری برای پاسخ به برخی نیازهای جامعه‌ی امروز جهان است. در طول ساخت تونل‌ها مشکلات مختلفی بروز می‌کنند. یکی از این مشکلات که در هنگام استفاده از روش چالزنی و انفجار اهمیت بیشتری پیدا می‌کند، پدیده پس‌شکست است. وقوع این پدیده باعث کاهش بهره‌وری پروژه می‌شود. عوامل تأثیرگذار بر روی وقوع پس‌شکست شامل پارامترهای زمین‌شناسی و پارامترهای انفجار می‌شوند که عامل اول غیرقابل کنترل و عامل دوم قابل کنترل است. تحقیقات مختلفی در زمینه پیش‌بینی پس‌شکست توسط محققان انجام شده و تلاش‌های زیادی برای ارائه یک مدل مناسب برای پیش‌بینی این پدیده صورت گرفته است. موضوع مورد بررسی به علت هزینه‌های مازادی که به پروژه تحمیل می‌کند اهمیت دارد و باید با استفاده از روش‌های مناسب امکان وقوع این پدیده پیش‌بینی شده و برای کنترل آن اقدام کرد. در فصل آینده انواع عوامل تأثیرگذار بر وقوع پدیده پس‌شکست مورد بررسی قرار گرفته و درباره نحوه تأثیر هر کدام از آن‌ها بحث شده است.

فصل ۲

عوامل تأثیرگذار بر روی پدیده

پس شکست

۲-۱- مقدمه فصل

به منظور توانایی پیش‌بینی و در نهایت یافتن راه‌هایی برای کنترل پدیده پس‌شکست در طی حفر تونل‌ها، ابتدا باید عوامل تأثیرگذار بر این پدیده شناسایی و بررسی شوند. بعضی از این عوامل از کنترل مهندسين خارج هستند و در مقابل بعضی از آنها نیز هستند که مهندسين در تأثیرات آنها نقش مستقیم دارند. عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس‌شکست انواع مختلفی دارند و دسته‌بندی‌های مختلفی توسط محققین برای آنها صورت گرفته است. عمده‌ی دسته‌بندی‌های صورت گرفته، عوامل تأثیرگذار را در دو گروه اصلی تقسیم بندی می‌کنند. در فصل پیشرو این دو گروه اصلی ارائه شده و نحوه تأثیر هر کدام از آنها بر روی پدیده پس‌شکست بررسی شده است.

۲-۲- عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس‌شکست

عوامل تأثیرگذار بر روی پدیده پس‌شکست در دو گروه اصلی زیر دسته بندی می‌شوند:

- گروه اول: عوامل غیرقابل کنترل

- گروه دوم: عوامل قابل کنترل

عوامل غیرقابل کنترل مرتبط با خصوصیات توده سنگ هستند و به آنها پارامترهای زمین شناسی^۱ نیز گفته می‌شود. گروه دوم نیز مرتبط با طراحی الگوی انفجار بوده و به همین خاطر به آنها پارامترهای انفجار^۲ هم گفته می‌شود (Jang&Topal, 2013). علاوه بر دو دسته‌ی ذکر شده، دسته سوم نیز وجود دارد که به آن عوامل نیمه قابل کنترل^۳ گفته می‌شود. این عوامل شامل شکل و مساحت مقطع فضای حفاری شده می‌شوند.

۲-۲-۱- عوامل غیرقابل کنترل (پارامترهای زمین‌شناسی)

این عوامل به طبیعت توده سنگ و شرایط محل عملیات وابسته هستند. این عوامل شامل تعداد دسته درزه‌ها، جهت‌داری درزه‌ها، فاصله‌داری درزه‌ها، بازشدگی و پرشدگی درزه‌ها، زبری درزه‌ها، شاخص کیفیت سنگ، وضعیت آب، تنش‌های برجا و مقاومت سنگ می‌شوند (Singh&Xavier, 2005) و (Ibarra et al, 1996).

۲-۱-۱- تعداد دسته درزه‌ها

به مجموعه درزه‌های موازی موجود در یک ناحیه، دسته درزه گفته می‌شود. پایداری توده سنگ به این وابسته است که چه تعداد دسته درزه در آن وجود دارد. فراوانی درزه‌ها در دامنه‌ای از ۲ تا ۳ درزه در هر فاصله بین دو چال انفجاری، ممکن است باعث تأثیر منفی روی کنترل محیط تونل شود (Singh&Xavier, 2005).

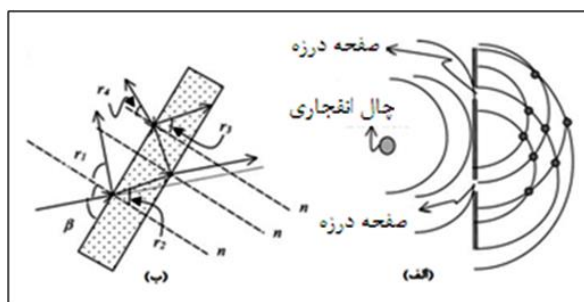
۲-۱-۲- فاصله‌داری دسته درزه‌ها

یکی از با اهمیت‌ترین مشخصه‌های درزه‌ها در مسأله پس‌شکست، فاصله‌داری آن‌ها است. به فاصله مستقیم بین دو درزه مجاور در یک دسته درزه، فاصله‌داری دو درزه گفته می‌شود. اگر درزه به یک چال خیلی نزدیک باشد نه تنها باعث ایجاد تنش کششی بین چال و سطح درزه می‌شود، بلکه باعث وقوع مقدار زیادی پس‌شکست نیز می‌شود (Singh, 2001).

درزه‌ها روی امواج تولید شده از انفجار تأثیر می‌گذارند و باعث تضعیف آن‌ها می‌شوند. این تضعیف، خود را به صورت انعکاس و انکسار امواج انفجار نشان می‌دهد (شکل ۱-۲-الف) (Mandal et al, 2008).

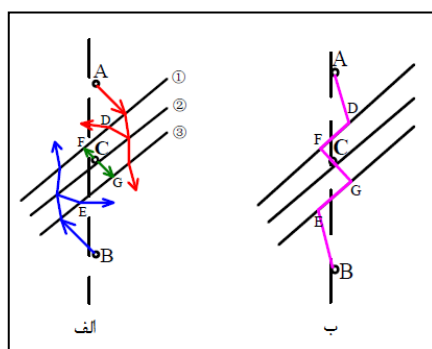
همانطور که در شکل (۱-۲-ب) نشان داده شده است، در محل برخورد امواج انکسار یافته (نقطه های مشکی) نیروهای کششی در محیط سنگی گسترش می‌یابند. همچنین نیروهای کششی مشابهی در محل برخورد امواج انتقال یافته و منعکس شده ایجاد می‌شود (Mandal et al, 2008). در صورتی که این نیروهای کششی از مقاومت کششی دینامیکی سنگ بیشتر شوند باعث تولید ترک در توده سنگ می‌شوند، ایجاد این ترک‌ها و اتصال آنها با سطح درزه در محیط تونل باعث ایجاد مقطعی نامتقارن خواهد شد.

در توده سنگ‌های به شدت درزه‌دار همراه با بلوک‌های سنگی کوچک، اگر برای حفاری از روش چالزنی و انفجار استفاده شود، الگوی چالزنی عریض‌تر از فاصله‌داری درزه‌ها است و ممکن است به علت انعکاس و انکسار زیاد امواج انفجار، میزان پس‌شکست در محیط تونل بسیار زیاد شود (Singh&Xavier, 2005).



شکل ۲-۱- مشخصات امواج در طی برخورد با درزه (β) زاویه برخورد موج با سطح درزه، r_1, r_2, r_3, r_4 زاویه انکسار، n (Mandal et al, 2008)

چگونگی تأثیر درزه‌های شبه‌لایه^۱، توسط شیوای^۲ و همکارانش در سال ۲۰۱۳ مورد بررسی قرار گرفته است. آن‌ها به این نتیجه رسیدند که اگر اتصال‌های بین چال‌های محیطی توسط درزه‌ها قطع شوند، پس از انفجار امواج ایجاد شده با برخورد به این درزه‌ها دچار انعکاس و انکسار می‌شوند. این امواج انکسار و انعکاس یافته با سایر امواج ترکیب شده و باعث تولید تنش کششی می‌شوند. نتیجه این کار، ایجاد ترک‌های کششی بین چال و درزه است. هم‌زمان با انبساط گازهای حاصل از انفجار، این ترک‌ها گسترش پیدا کرده و به سطح درزه‌ها برخورد می‌کنند. در نهایت با گسترش گازهای انفجار در طول درزه‌ها و ایجاد شکست برشی در سطح آن‌ها، پدیده پس‌شکست در محیط تونل اتفاق می‌افتد (شکل ۲-۲) (Shiwei et al, 2013).



شکل ۲-۲- الف: تأثیر درزه‌های شبه‌لایه روی انفجار تونل A,B,C چال‌های انفجاری محیطی و ۱ و ۲ و ۳ درزه‌ها هستند. ب: وضعیت پس‌شکست در شرایط درزه‌های شبه‌لایه (خطوط AD,DF,FG,GE,EB سطح دیواره تونل پس از انفجار را نشان می‌دهد). (Shiwei et al, 2013)

۲-۲-۱-۳- جهت‌داری درزه‌ها

جهت‌داری درزه‌ها به امتداد و شیب این ناپیوستگی‌ها اشاره می‌کند. میزان پس‌شکست در شرایطی که امتداد درزه‌ها و ناپیوستگی‌ها تقریباً عمود بر محور تونل هستند، معمولاً کمتر از حالتی است که

امتداد درزه‌ها تقریباً موازی با محور تونل باشند. در حالتی که امتداد درزه‌ها، موازی با مسیر تعیین شده برای پیشروری تونل باشند، سنگ‌ها بیشتر تمایل دارند تا در طول درزه‌ها شکسته شوند تا در طول مسیری که توسط طراحان خواسته شده است (Ibarra et al, 1996).

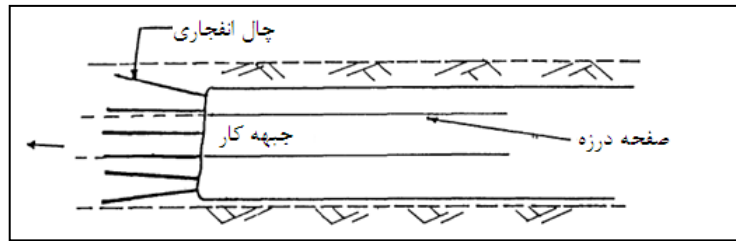
لایه‌های شیب‌دار تمایل دارند تا باعث عدم تقارن در مقطع تونل شوند. سینگ در سال ۲۰۰۱ در تونلی معدنی با سنگ‌های سخت و دارای لایه‌های شیب‌دار که امتداد آن‌ها موازی با محور تونل بود، مشاهده کرده است که میزان پس‌شکست در دیواره سمت راست که شیب لایه‌ها به سمت داخل تونل است، بیشتر از دیواره سمت چپ تونل است. در جدول (۱-۲) مقادیر فاکتور نیم چال^۱ مشاهده شده در دیواره باقی مانده مقاطع مختلف این تونل معدنی آورده شده است. فاکتور نیم چال برابر با نسبت مجموع طول نیم چال‌های باقی مانده در مقطع تونل به طول چال‌های حفاری شده در محیط تونل است. هرچه این نسبت به ۱۰۰ نزدیک تر باشد، کیفیت دیواره تونل بعد از انفجار بهتر است [Singh, 2001].

جدول ۱-۲- مقایسه میزان خسارت انفجار در دو دیواره تونل (Singh, 2001)

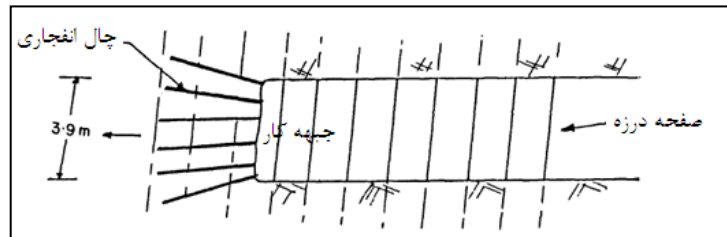
شماره مقطع	فاکتور نیم چال دیواره سمت چپ تونل (/.)	فاکتور نیم چال دیواره سمت راست تونل (/.)
۱	۵۰/۳	۴۴
۲	۳۰/۵	۱۸/۵
۳	۲۲	۵/۵
۴	۳۹/۵	۰
۵	۰	۰
۶	۸۵/۵	۱۵/۵

چاکرابورتی در سال ۱۹۹۴ طی آزمایش‌ها و مشاهده‌های خود در ارزیابی تأثیر جهت‌داری درزه‌ها نسبت به محور تونل، به نتایجی دست یافت. درزه‌هایی که شیب ملایمی دارند (شکل ۲-۳)، انتقال موج انفجار را در جهت سقف تونل محدود می‌کنند. اما این محدودیت در امتداد تونل و دیواره‌ها وجود ندارد. همچنین درزه‌هایی که شیب زیادی دارند (شکل ۲-۴)، انتقال امواج را در جهت امتداد تونل محدود می‌کنند. اما این محدودیت در جهت سقف و دیواره‌های تونل وجود ندارد. ترکیب تأثیر درزه‌های با شیب ملایم و شیب تند منجر به ایجاد پس‌شکست ضعیف تا متوسط در سقف تونل و پس‌شکست زیاد در دیواره‌های تونل می‌شود. این مسأله به این دلیل است که امواج انفجار تمایل دارند در طول درزه‌ها انتقال پیدا کنند (Jang&Topal, 2013) و (Cackraborty et al, 1994).

1- Half Cast Factor(HCF)

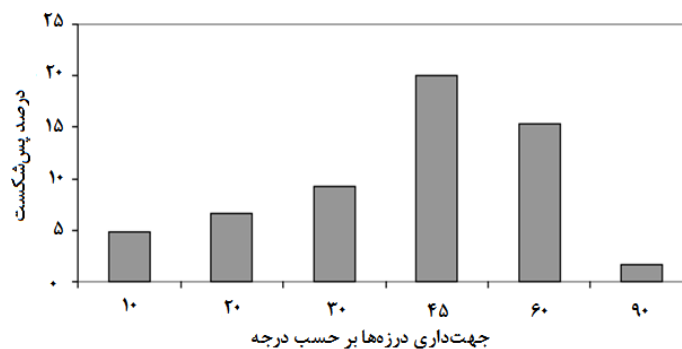


شکل ۲-۳- دید از پهلو وضعیت درزه‌های با امتداد عمود بر محور تونل و شیب بسیار کم (Cackraborty et al, 1994)



شکل ۲-۴- دید از پهلو وضعیت درزه‌های با امتداد عمود بر محور تونل و شیب بسیار زیاد (Cackraborty et al, 1994)

تضعیف امواج انفجار وابسته به زاویه برخورد موج با سطح درزه است. هنگامی که این زاویه بین ۱۵ تا ۴۵ درجه باشد، میزان تضعیف موج افزایش پیدا می‌کند. هنگامی تضعیف ترک‌های تولید شده کم می‌شود که امواج به صورت موازی یا تقریباً موازی و یا عمود بر سطح درزه‌ها باشند. برای سایر جهت‌داری‌ها، تضعیف امواج افزایش می‌یابد و در نتیجه کنترل محیط تونل نیز مشکل‌تر می‌شود. در واقع زاویه نسبی درزه‌داری نسبت به خط چال‌های محیطی تونل تأثیر زیادی روی میزان پس‌شکست دارد. طی انجام آزمایش انفجارهای کوچک مقیاس توسط سینگ و خاویر^۱ در سال ۲۰۰۳، درزه‌ها با جهت‌داری‌های مختلف مورد امتحان قرار گرفتند. نتیجه این کار نشان داد که بیشترین پس‌شکست در درزه‌ای با جهت‌داری ۴۵ درجه نسبت به خط چال‌ها روی می‌دهد (شکل ۲-۵، Singh&Xavier, 2005).



شکل ۲-۵- درصد پس‌شکست برای جهت‌داری‌های مختلف درزه‌ها (Singh&Xavier, 2005)

۲-۲-۱-۴- بازشدگی و پرشدگی درزه‌ها^۱

وورسی^۲ و کوو^۳ در سال ۱۹۸۷ گزارش دادند که کیفیت نهایی سطح مقطع تونل به شدت وابسته به میزان بازشدگی درزه‌ها است و با افزایش آن، کیفیت سطح مقطع کاهش پیدا می‌کند. درزه‌های باز باعث شاخه شاخه شدن ترک‌های انتشار یافته بین دو چال محیطی تونل می‌شوند. برخلاف درزه‌های باز، زمانی که درزه‌ها بسته و سیمانی شده هستند، تأثیر بسیار کمی روی وقوع پس‌شکست دارند (شکل ۲-۶) (Singh & Xavier, 2005). مواد پرکننده درزه‌ها باعث تغییر ویژگی‌های انتقال امواج انفجار می‌شوند. هرچه عرض این مواد پرکننده کمتر باشد و مقدار امپدانس آن‌ها به امپدانس محیط سنگی نزدیک‌تر باشد، انرژی انفجار بهتر منتقل می‌شود و امواج دچار انکسار و انعکاس کمتری می‌شوند و در نتیجه تنش‌های کششی و میزان پس‌شکست حداقل می‌شود (Singh, 2001).



شکل ۲-۶- تأثیر درزه‌های محکم و بسته روی کیفیت دیواره تونل (Singh, 2001)

درزه‌هایی که با مواد پرکننده ضعیف، مانند مواد رسی پر شده‌اند منجر به ایجاد مشکل در کنترل محیط تونل می‌شوند. انرژی مورد نیاز برای شکستن سنگ‌های یکپارچه و مقاوم، باعث مضمحل شدن مواد پرکننده ضعیف درزه‌ها می‌شوند (شکل ۲-۷)، این یعنی تنش برشی القا شده در سطح درزه بیشتر از مقاومت برشی آن است. در این شرایط حتی احتمال دارد، انفجاری که به صورت مناسب طراحی شده است باعث شود تا گوه‌هایی که توسط این درزه‌ها ایجاد شده‌اند، از جای خود بیرون انداخته شوند (Ibarra et al, 1996).



شکل ۲-۷- خسارت انفجار در مجاورت درزه‌ای که با مواد ضعیف پر شده است (Singh, 2001)

با توجه به مطالب ذکر شده برای داشتن کمترین خسارت انفجار در دیواره‌ها، تنش مماسی القا شده از انفجار باید بیشتر از مقاومت دینامیکی توده سنگ باشد. همچنین تنش برشی القا شده در سطح درزه‌ها، باید از مقاومت برشی سطوح درزه‌ها کمتر باشد. تنش‌های القا شده از انفجار در توده سنگ تابعی از نسبت پواسون، زاویه اصطکاک داخلی و زاویه بین درزه و امواج در محل برخورد موج با سطح درزه هستند (Mandal et al, 2008).

۲-۲-۱-۵- شاخص کیفیت سنگ (RQD)

این شاخص که توسط دییر^۱ در سال ۱۹۶۶ ارائه شده است، نشان دهنده‌ی کیفیت توده سنگ است. این شاخص به طور کلی برابر نسبت مجموع طول مغزه‌هایی که بزرگتر مساوی ۱۰ سانتیمتر هستند (L_i) به کل طول حفاری (L) است (رابطه ۲-۱). جدول (۲-۲) کیفیت توده سنگ را با توجه به مقدار RQD نشان می‌دهد (ترابی، ۱۳۸۳).

$$RQD = \frac{\sum_{i=1}^n (L_i \geq 10cm)}{L} \quad (1-2)$$

جدول ۲-۲- طبقه‌بندی توده‌سنگ با استفاده از شاخص RQD [ترابی، ۱۳۸۳]

RQD (%)	کیفیت سنگ
<۲۵	خیلی ضعیف
۲۵-۵۰	ضعیف
۵۰-۷۵	مناسب
۷۵-۹۰	خوب
۹۰-۱۰۰	عالی

اگر مقدار RQD کمتر از ۷۰ درصد باشد آنگاه توده سنگ استعداد خساراتی مثل پس‌شکست را دارد. در مقادیر RQD کمتر از ۵۰ درصد ممکن است که نیاز به خرج‌گذاری سبک و کاهش فاصله

1- Deere

داری چال‌ها و همچنین قرار دادن چال‌های خالی در محیط تونل باشد (Singh&Xavier, 2005). RQD پایین نشانه درزه و شکاف زیاد در توده سنگ است، در این شرایط موضوع تضعیف امواج حاصل از انفجار به علت برخورد امواج با درزه‌ها، اهمیت بیشتری پیدا می‌کند.

۲-۱-۶- شرایط آبداری و نشت^۱

تأثیرات شرایط زمین‌شناسی آبدار بر روی توده سنگ در ادامه آورده شده است (Singh&Xavier, 2005):

- کاهش مقاومت فشاری و کششی سنگ به علت کاهش اصطکاک بین ذرات تشکیل دهنده سنگ
- کاهش تضعیف امواج انفجار
- کاهش چسبندگی و خصوصیات اصطکاکی درزه
- درزه‌های پر شده از آب باعث عبور کامل امواج انفجار بدون تولید شکستگی می‌شوند. اما هنگامی که سنگ تحت کشش قرار می‌گیرد، آب از داخل درزه حرکت کرده و برگشت امواج باعث تولید گوه می‌شود. این شرایط منجر به وقوع پس‌شکست می‌شود.
- حضور آب در چال‌های حفر شده باعث می‌شود تا وظیفه هوا به عنوان یک عامل ایجاد کننده عدم جفت‌شدگی، به آب که خود عامل افزایش جفت‌شدگی است تحویل داده شود. نتیجه این وضعیت افزایش لرزش زمین خواهد بود. در واقع وجود هوا بین ماده منفجره و دیواره چال باعث عدم انتقال کامل انرژی انفجار به سنگ می‌شود. این مساله به علت تفاوت امپدانس هوا و ماده منفجره است.

۲-۱-۷- تنش‌های برجا

توده سنگ‌های اطراف تونل حاوی سطوح ضعف مختلفی مثل درزه‌ها هستند. تنش‌های اصلی حداکثر و حداقل باعث ایجاد تنش برشی و نرمال بر سطح درزه‌های موجود در توده‌سنگ می‌شوند. اگر تنش برشی وارد شده به سطح درزه بتواند بر مقاومت برشی درزه غلبه کند، بلوک‌های سنگی موجود در محیط تونل می‌تواند به سمت داخل تونل جابه‌جا شود. در این شرایط به محیط تونل خسارت وارد می‌شود (Mandal et al, 2008). جهت تنش‌های اصلی نسبت به چال‌های محیطی، شروع و انتشار ترک‌های بین چال‌ها را تحت تأثیر خود قرار می‌دهند. در سنگ‌های توده‌ای و یکپارچه، شکافی که در اثر انرژی انفجار ایجاد می‌شود تمایل دارد تا در جهت تنش اصلی حداکثر رشد کند (Singh&Xavier, 2005).

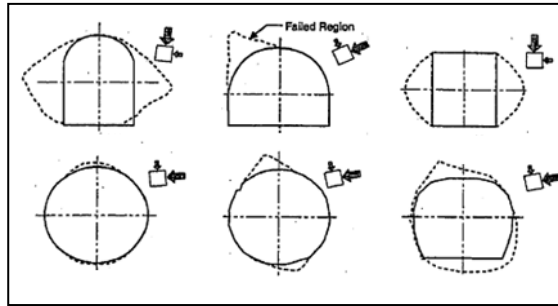
1- Watery Condition & Seepage

در شرایطی که تنش‌های برجای بزرگی بر منطقه حاکم هستند (مانند حالتی که عمق اجرا حفاری زیاد باشد)، پس از انجام یک مرحله از انفجار، توده سنگ‌های پیرامون تونل در یک راستا باربرداری می‌شوند. اگر توده سنگ‌ها ترد باشند، بسته به نرخ باربرداری و طول هر نوبت انفجار، احتمال دارد پس از عملیات انفجار سنگ‌های دیواره تونل در جهت تنش حداکثر القا شده در دیواره تونل ورقه‌ورقه شده و نوعی از پس‌شکست، که پس‌شکست شبه استاتیک گفته می‌شود را ایجاد کنند. در بعضی موارد که حجم زیادی از توده سنگ به صورت ناگهانی در یک راستا باربرداری می‌شود، ممکن است پس‌شکست به انفجارسنگ^۱ تبدیل شود که ممکن است خسارات بسیار شدیدتری تولید کند (Kaiser&Cai, 2012). شکل (۲-۸) انواع خساراتی که به مقطع تونل در اثر تمرکز تنش ناشی از جهت تنش‌های اصلی وارد می‌شود را نشان می‌دهد. اجرای درست و مناسب توالی حفر تونل و ظرفیت کافی سیستم نگهداری با توجه به الگوی انفجار و شرایط لایه‌ها، می‌تواند اثر تنش یا تنش‌هایی که طی اجرای حفاری، مجدداً روی توده سنگ درزه‌دار توزیع می‌شوند را تا حدی کاهش دهد. این کار باعث حداقل شدن بزرگی خسارت پس‌شکست می‌شود (Mandal et al, 2008).

۲-۱-۲-۸- مقاومت سنگ

تحت برخی از شرایط محیطی، مقاومت سنگ می‌تواند یک عامل مهم در مسأله پس‌شکست باشد. به طور کلی، در مقاومت‌های بالای سنگ، ممکن است شکست ناشی از انفجار، کم و بیش در طول درزه‌هایی که از قبل در سنگ موجود هستند، انتشار پیدا کنند. مغایرت بین مقاومت توده سنگ و درزه عامل تعیین کننده‌ای است (Ibarra et al, 1996). در این شرایط تأثیر ناپیوستگی‌هایی که از قبل در توده سنگ وجود دارند، تأثیر مقاومت توده سنگ را تحت الشعاع قرار خواهند داد و بیشتر باید به درزه‌هایی که مقاومت برشی کمی دارند توجه کرد. در سنگ‌های با مقاومت پایین، عوامل کنترل کننده؛ الگوی چالزنی و نوع ماده منفجره‌ای است که استفاده می‌شوند، در نتیجه مقاومت سنگ تأثیر عمده‌ای در کنترل محیط تونل خواهد داشت (Singh, 2001).

1-Rock burst



شکل ۲-۸- تأثیر جهت تنش‌های اصلی روی ایجاد خسارت در مقطع تونل به علت تمرکز تنش

۲-۲-۲- عوامل قابل کنترل (پارامترهای انفجار)

این امکان وجود دارد که پس‌شکست به علت طراحی ضعیف یک الگوی انفجار ایجاد شود. در این بین، طراحی ضعیف بخش چال‌های محیطی بیشترین تأثیر را در وقوع پس‌شکست دارند. اما این بدان معنی نیست که قسمت برش تأثیری در وقوع پس‌شکست نداشته باشد. حتی یک الگوی انفجار خوب اگر ضعیف اجرا شود، می‌تواند نتایج بدی برای محیط تونل به همراه داشته باشد. به طور خاص، جانمایی صحیح چال‌ها و چالزنی با دقت آن‌ها اهمیت زیادی دارند. بیشتر پس‌شکست‌ها به دلیل چال‌هایی هستند که دچار همگرایی یا واگرایی شده‌اند و یا سر وقت و ترتیب خود آتش نمی‌شوند (Ibarra et al, 1996).

۲-۲-۲-۱- قطر و طول چال‌ها

به طور کلی، چال‌های با قطر بزرگ مسئول خسارت زیادتر انفجار، خردایش ضعیف و افزایش هزینه بارگیری هستند. چال‌های بلندتر (۴/۵ تا ۵/۵ متر) نیز به علت محصوریت بیشتر چال، ماده منفجره بیشتری را نیاز دارند و خسارات قابل ملاحظه‌ای را نیز ایجاد می‌کنند. چال‌های بلند به ویژه چال‌های قسمت برش مرکزی و محیط تونل برای جلوگیری از انحراف، نیازمند سطح بیشتری از دقت و کنترل در چالزنی هستند (Ibarra et al, 1996) و (Singh&Xavier, 2005).

قطر و طول چال بهینه وابسته به مشخصه‌های توده‌سنگ است. معمولاً قطر چال‌های انفجار تونلی در دامنه ۳۸ تا ۵۲ میلی‌متر هستند. چال‌های با قطر کوچک مقطع مناسب‌تری برای تونل ایجاد می‌کنند اما در عین حال هزینه‌های چالزنی و خرج گذاری را افزایش می‌دهند (Singh&Xavier, 2005).

۲-۲-۲-۲- طراحی و انفجار قسمت برش

عملیات انفجار در تونل از قسمت برش شروع می‌شود. این قسمت، سطح آزاد را برای سایر قسمت‌های انفجاری ایجاد می‌کند. قسمت برش بحرانی‌ترین بخش در هر نوبت انفجار است زیرا عملکرد مناسب

سایر چال‌ها در گرو عملکرد مناسب این قسمت است. رویدادهایی که در قسمت برش اتفاق می‌افتند از بخش محیطی تونل فاصله دارند. این مسئله باعث می‌شود که این ذهنیت ایجاد شود که، چال‌های برش تأثیر کم اهمیتی روی خسارت انفجار در قسمت محیط تونل دارند؛ اما اینطور نیست. اگر تخلیه تصاعدی سنگ‌های قسمت برش صورت نگیرد، آنگاه محصوریت سایر چال‌ها بیشتر شده و خسارت افزایش می‌یابد. برای داشتن حداقل خسارت انفجار نیازمند این هستیم که هر چال، بارسنگ مربوط به خود را به درستی جابجا کند (Singh&Xavier, 2005).

۲-۲-۳- الگوی چال‌های محیطی و تمرکز خرج

فاصله‌داری و بارسنگ چال‌های محیطی تأثیر مهمی روی کیفیت مقطع تونل دارند. فاصله‌داری زیاد باعث وقوع زیرشکست بین چال‌های انفجاری می‌شود. در صورتی که فاصله‌داری خیلی کم باشد، باعث وقوع پس‌شکست در محیط تونل می‌شود. تجربه نشان داده است که اگر نسبت مقدار بارسنگ به مقدار فاصله‌داری برای چال‌های محیطی برابر $1/2$ باشد، پیوستن ترک‌های بین چال‌ها آسان‌تر می‌شود. فاصله‌داری بهینه بین چال‌های محیطی وابسته به نوع سنگ و قطر چال است (Singh&Xavier, 2005).

تمرکز خرج یا وزن خرج، برابر با وزن ماده منفجره پخش شده در طول چال انفجاری است. با توجه به محل قرارگیری چال انفجاری، مقادیر مختلفی از تمرکز خرج در چال‌ها استفاده می‌شود. تمرکز خرج مناسب باعث می‌شود تا فشار چال کافی مورد نیاز برای شکستن سنگ همراه با کمترین لرزش و پرتاب سنگ تامین شود. معمولاً دو ردیف آخر چال‌های انفجاری اگر خرج‌گذاری سنگینی شوند موجب وقوع پس‌شکست خواهند شد (Ibarra et al, 1996). بر اساس آزمایش‌ها و مشاهدات صورت گرفته در معادن، رهیافتی برای طراحی الگوی چال‌های محیطی ارائه شده است. این رهیافت شامل دو مرحله طبقه‌بندی نوع سنگ و تعیین تمرکز خرج، فاصله‌داری و بارسنگ چال‌های محیطی است. میزان تمرکز خرج (Q) برحسب کیلوگرم بر متر، فاصله‌داری (S) و بارسنگ (B) برحسب متر برای چال‌های محیطی به ترتیب با استفاده از روابط زیر تعیین می‌شوند (Singh&Xavier, 2005):

$$Q = Q_r \cdot d^2 \quad (2-2)$$

$$S = S_r \cdot d \quad (3-2)$$

$$B = B_r \cdot S \quad (4-2)$$

در این روابط Q_r فاکتور خرج، d قطر چال برحسب متر، S_r فاکتور فاصله‌داری و B_r فاکتور بارسنگ هستند. مقدار فاکتورهای طراحی چال‌های محیطی با توجه به نوع سنگ در جدول (۲-۳) آورده شده‌است.

جدول ۲-۳- مقادیر فاکتورهای طراحی چال‌های محیطی با توجه به نوع سنگ (Singh&Xavier, 2005)

نوع سنگ و فاکتورهای طراحی الگوی چال‌های محیطی				
نوع سنگ	طبقه	فاکتور خرج ماده منفجره	فاکتور فاصله‌داری	فاکتور بارسنگ
سنگ سخت؛ درزه‌های قوی؛ وزن مخصوص بیشتر از ۲/۷؛ مقاومت فشاری بیشتر از ۲۲۰ Mpa	I	۱۰۰	۱۶	۱/۲
سنگ متوسط سخت؛ درزه ضعیف ندارد؛ وزن مخصوص بیشتر از ۲/۵؛ مقاومت فشاری ۹۵-۱۳۵ Mpa	II	۹۰	۱۵	۱/۲
سنگ نرم؛ درزه‌های ضعیف؛ وزن مخصوص بیشتر از ۲/۳؛ مقاومت فشاری کمتر از ۷۰ Mpa	III	۸۰	۱۴	۱/۲

۲-۲-۴- فاکتور پودر یا خرج ویژه

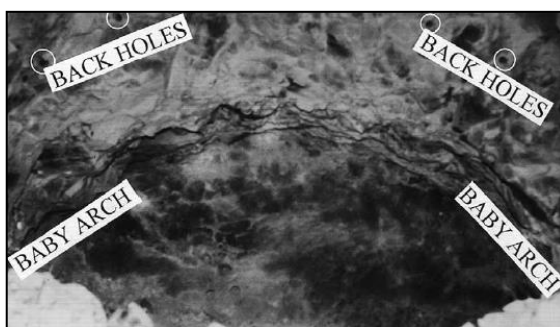
این فاکتور برابر با نسبت بین وزن ماده منفجره مصرفی بر حسب کیلوگرم و حجم سنگ انفجار شده بر حسب مترمکعب است. به طور کلی فاکتور پودر بالا باعث وقوع پس‌شکست در محیط تونل شده و فاکتور پودر کمتر باعث ایجاد زیرشکست می‌شود (Singh&Xavier, 2005). اما از نقطه نظر خسارت انفجار، فاکتور پودر چال‌های محیطی وضعیتی بحرانی‌تر نسبت به فاکتور پودر کل طرح انفجار دارد. در شکل (۲-۹) تأثیر فاکتور پودر چال‌های محیطی روی میزان پس‌شکست نشان داده شده است. همانطور که مشاهده می‌شود، با افزایش فاکتور پودر تا نزدیکی ۰/۶ کیلوگرم در هر مترمکعب میزان پس‌شکست در حد ۵ درصد باقی می‌ماند اما با بیشتر شدن فاکتور پودر میزان پس‌شکست به طور چشمگیری افزایش می‌یابد (Singh&Xavier, 2005).



شکل ۲-۹- تأثیر فاکتور پودر چال‌های محیطی روی میزان پس‌شکست (Singh&Xavier, 2005)

۲-۲-۵- کیفیت و دقت چال‌های ردیف ماقبل چال‌های محیطی^۱

این چال‌ها در مجاورت چال‌های محیطی قرار دارند. دقت در حفاری و خرج‌گذاری این چال‌ها از اهمیت زیادی برخوردار است اما اغلب نادیده گرفته می‌شود (شکل ۲-۱۰). جانمایی نزدیک به محیط این چال‌ها و خرج‌گذاری بیش از حدشان باعث رشد ترک‌ها شعاعی تا توده سنگ باقی مانده در محیط تونل و خسارت زدن به آن می‌شود (Singh, 1992). این چال‌ها باید موازی با محیط تونل حفاری شوند و فاصله‌داری، بارسنگ و تمرکز خرج آن‌ها باید، ۰/۶ تا ۰/۷۵ برابر چال‌های پیشروی تونل باشند. در انفجار مقطع تونل، ابتدا تمام چال‌ها به جز چال‌های محیطی، در توالی تعیین شده خود منفجر می‌شوند و پس از آن‌ها نوبت به چال‌های سقف می‌رسد. حال اگر چال‌های ردیف ماقبل چال‌های محیطی به طور مناسب خرج‌گذاری شده باشند و فاصله‌داری آن‌ها نیز مناسب باشد، آنگاه خسارت وارد شده به سقف حداقل مقدار خواهد بود (Singh&Xavier, 2005).



شکل ۲-۱۰- محیط اولیه تونل بعد از انفجار تا قبل از چال‌های محیطی (Singh&Xavier, 2005)

۲-۲-۶- تأخیر چال‌های محیطی

تأخیر، زمان بین انفجار چال‌های متوالی است. تأخیر مناسب موجب می‌شود تا زمان کافی برای شکستن، خردایش و جابه‌جایی سنگ به دست آید. تأخیر بیش از حد باعث لرزش و ایجاد پتانسیل پس‌شکست می‌شود. تأخیرهایی که برای چال‌های محیطی استفاده می‌شوند، به علت تأثیری که روی محیط تونل دارند باید تا حد امکان کم باشند تا حداقل پس‌شکست به دست آید (Ibarra et al, 1996). تأخیر زیاد بین چال‌های محیطی باعث می‌شود تا ترک‌های طولی در محیط تونل ایجاد شوند (Singh&Xavier, 2005). لانگفورد اعتقاد داشت که تأخیرهای چال‌های محیطی باید تا آنجا که می‌شود کوتاه باشند تا از خسارات ناشی از انفجار همزمان چال‌ها که شامل پس‌شکست، فراوانی ترک‌ها، افزایش طول ترک‌ها و لرزش زمین می‌شوند، جلوگیری شود (Rustan, 1998).

1- Baby Arch Holes or First-Row-In Holes

راستان در سال ۱۹۹۸ به بررسی تأثیر انفجار چال‌های محیطی با تأخیرهای متوالی بسیار کوتاه روی کیفیت محیط تونل پرداخت. او نتیجه گرفت که انفجار همزمان چال‌های انفجاری قسمت محیط باعث تولید مقطع با کیفیت‌تری نسبت به حالتی که چال‌ها با تأخیرهای مدنظر لانگفورد منفجر می‌شوند، تولید می‌کند. انفجار با تأخیر ۱ تا ۲ میلی ثانیه‌ای تنها باعث کاهش لرزش زمین و کاهش فراوانی ترک‌ها می‌شود و جلوی پس‌شکست و افزایش طول ترک‌ها را نمی‌گیرد. همچنین انفجار همزمان چال‌های محیطی نیز تنها باعث کاهش طول ترک‌های تولید شده و کاهش میزان پس‌شکست می‌شود، اما لرزش زمین و فراوانی ترک‌ها را کنترل نمی‌کند (Rustan, 1998). می‌توان نتیجه گرفت در مواقعی که کیفیت مقطع تونل برای ما ارجحیت دارد از روش انفجار همزمان استفاده شود و در شرایطی که کنترل لرزش زمین برای ما مهم است از روش با تأخیر کوتاه استفاده شود. نتایج آزمایشات لاندبرگ برای بررسی تأثیر تأخیر روی مدل ساخته شده از پلاستیک فشرده مقاوم، که توسط لانگفورد در سال ۱۹۵۳ ارائه شده است در شکل (۲-۱۱) نشان داده شده است. با توجه به شکل، هنگامی که انفجار همزمان صورت گرفته است کیفیت دیواره بهتر بوده است.

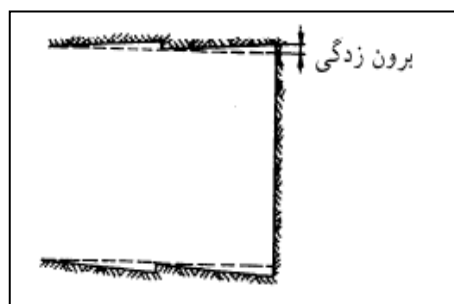
۲-۲-۲-۷- انحراف‌های چالزنی^۱

خطاهای چالزنی ممکن است به علت انحراف در موقعیت سر چال و جهت حفر چال ایجاد شوند (Singh&Xavier, 2005). انحراف در محل سر چال در اثر قرارگیری ناصحیح سرمثه حفاری در شروع حفر چال اتفاق می‌افتد. دلیل این قرارگیری ناصحیح ممکن است بی‌دقتی، عدم علامت‌گذاری درست محل چال‌ها و یا ناهمواری‌های موجود در سینه کار باشد (Ibarra et al, 1996). انحراف‌های موجود در چالزنی باعث تغییر میزان بارسنگ و فاصله‌داری و در نتیجه تغییر عملکرد چال می‌شوند. انحراف‌های چالزنی برای چال‌های محیطی بسیار اهمیت دارند (Singh&Xavier, 2005).



شکل ۲-۱۱- تأثیر انواع تأخیر روی کیفیت دیواره تونل (Rustan, 1998)

اگر وزن ماده منفجره به کار رفته در چال‌های محیطی زیاد باشد و فاصله‌داری و بارسنگ در انتهای چال‌ها به علت انحراف چالزنی، کوچک شده باشند مقدار پس‌شکست می‌تواند به صورت موضعی افزایش پیدا کند. در عملیات چالزنی تونل‌ها، همواره یک انحراف چالزنی عمدی برای چال‌های محیطی اعمال می‌شود و چال‌ها با فاصله از دیواره و با زاویه نسبت به آن حفر می‌شوند. دلیل این انحراف تامین فضای لازم برای عملیات چالزنی و ایجاد سطح مقطع مناسب است. به این انحراف عمدی، برون‌زدگی^۱ گفته می‌شود (شکل ۲-۱۲). اگر این انحراف خیلی زیاد باشد موجب وقوع پس‌شکست می‌شود (Ibarra et al, 1996).

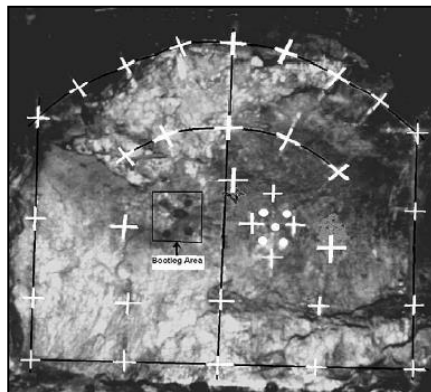


شکل ۲-۱۲- جهت چال‌های محیطی تونل برای حفظ یکنواختی سطح مقطع

هر انحرافی در چالزنی به غیر از انحراف عمدی ذکر شده، ممکن است به علت بی‌دقتی و یا انحراف مته حفاری در اثر ویژگی‌های زمین‌شناسی روی داده باشد (Ibarra et al, 1996). قبل از شروع عملیات چالزنی باید محل تمام چال‌ها به شکل مناسبی علامت‌گذاری شود (شکل ۲-۱۳). ذکر

1- Look out

این نکته مهم است که متصدی چالزنی باید به خاطر دقت و کیفیت چالزنی خود مورد ستایش قرار بگیرد، نه به خاطر متراژی که در هر شیفت چالزنی می کند (Singh&Xavier, 2005)



شکل ۲-۱۳- علامت گذاری دقیق محل چال ها در سینه کار تونل قبل از شروع چالزنی (Singh&Xavier, 2005)

۲-۲-۲-۸- فشار چال^۱ و سرعت انفجار^۲

مقدار فشار چال، میزان تنش و شکاف خوردن توده سنگ را تعیین می کند و میزان انرژی ای است که گازهای حاصل از انفجار ایجاد می کنند. وقتی که انفجار در داخل چال صورت گرفت گازهای حاصل از انفجار منبسط شده و فشار بسیار زیادی به دیواره چال وارد می کند. هر چه ماده منفجره مصرفی انرژی گازی بیشتری داشته باشد (مانند آنفو)، میزان فشار چال نیز بیشتر می شود (استوار، ۱۳۸۲). هنگامی که گازهای با فشار زیاد به مدت طولانی در داخل چال های محیطی محبوس می شوند، امکان وقوع خساراتی مثل پس شکست افزایش می یابد (Singh&Xavier, 2005).

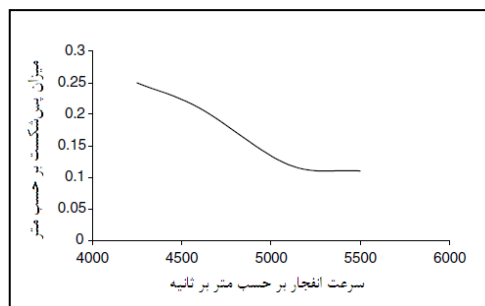
با توجه به سوابق تحقیقاتی در زمینه انفجار به این نتیجه می رسیم که فشار چال بالا خسارت بیشتری برای محیط تونل ایجاد می کند. در حالی که مواد منفجره با سرعت انفجار بالا خسارت کمتری را ایجاد می کنند (شکل ۲-۱۴). در ابتدا این موضوع غیر قابل باور به نظر می آید اما صحت دارد. مواد منفجره با سرعت بالای انفجار، دارای عدم جفت شدگی و انرژی موج ضربه^۳ بیشتری هستند و عموماً انرژی گازی کمی تولید کرده و در نتیجه فشار چال کمتری را ایجاد می کنند (Singh&Xavier, 2005).

در مواد منفجره، انرژی موج ضربه تنها به اندازه ۳ درصد در شکست سنگ نقش دارد و بخش عمده شکست توسط انرژی گازی ماده منفجره که طولانی ترین نقش را به عهده دارد صورت می گیرد (استوار، ۱۳۸۲). در مطالب گذشته گفته شد که ترک هایی که در محیط تونل در اثر برخورد امواج

1- Hole Pressure

2- Velocity of Detonation (VOD)

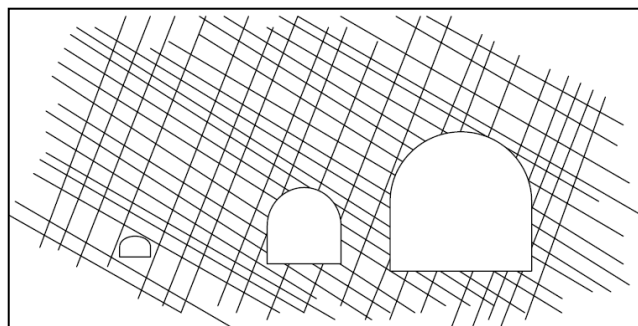
تولید می‌شوند، توسط گازهای انفجار رشد کرده و به درزه‌ها متصل می‌شوند و پس شکست را ایجاد می‌کنند. پس به همین علت انرژی گازی از نقطه نظر ایجاد خسارت برای محیط تونل اهمیت بیشتری دارد.



شکل ۲-۱۴- تأثیر سرعت انفجار بر مقدار پس شکست (Singh&Xavier, 2005)

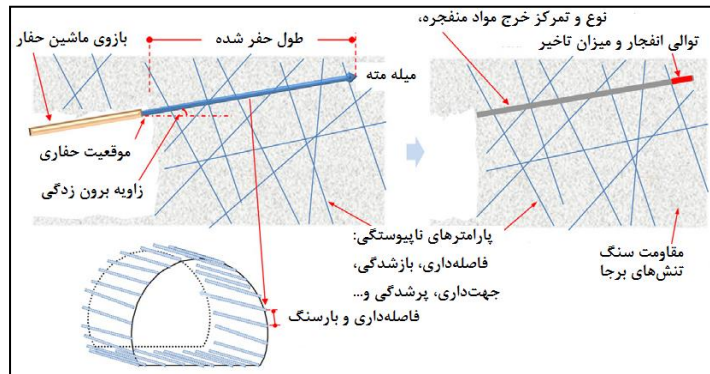
۲-۲-۳- عوامل نیمه قابل کنترل

این عوامل شامل اندازه و شکل مقطع تونل می‌شوند. در حالت کلی مقاطع با شکل پیچیده پس شکست بیشتری را ایجاد می‌کنند. همچنین تونل‌های بزرگتر باعث تغییر شکل بیشتر لایه‌ها و پس شکست زیادتر می‌شوند (Mahtab et al, 1997). وقوع پس شکست از جمله مشکلاتی است که به علت اندازه مقطع تونل در توده سنگ‌های درزه‌دار ایجاد می‌شود. با توجه به شکل (۲-۱۵) تونل کوچک مقطع در یک بلوک سنگی مستقر شده است که نشان دهنده شرایط توده سنگ یکپارچه است. برای تونل با مقطع بزرگ، توده سنگ شدیداً درزه‌دار است و با توجه به تکه سنگ‌های منحصر به فردی که در مقابل اندازه تونل بسیار کوچکتر به نظر می‌آیند، می‌توان شرایط توده سنگ را مانند حالت تونل کوچک یکپارچه در نظر گرفت. تونل با اندازه مقطع متوسط در ارتباط با گوه‌های ایجاد شده در دیواره، احتمالاً مشکلات بیشتری از نظر پس شکست نسبت به تونل بزرگتر خواهد داشت (Jonas, 2008).



شکل ۲-۱۵- تونل با مقاطع مختلف در یک توده سنگ (Jonas, 2008)

در شکل (۲-۱۶) انواع عوامل تأثیرگذار بر روی وقوع پس شکست به صورت خلاصه آورده شده است (Kim&Moon, 2013).



شکل ۲-۱۶ - خلاصه ای از عوامل تأثیرگذار بر روی وقوع پس شکست (Kim&Moon, 2013)

۳-۲- جمع بندی فصل

عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس شکست به دو دسته عوامل غیرقابل کنترل یا پارامترهای زمین شناسی و عوامل قابل کنترل یا پارامترهای انفجار تقسیم می شوند. دسته اول بیشتر شامل ویژگی های درزه ها و ناپیوستگی های ساختاری توده سنگ می شوند. این ویژگی ها باعث تأثیرگذاری روی کیفیت فرآیند انفجار شده و منجر به تضعیف امواج انفجار می شوند. دسته دوم شامل مشخصات الگو و طرح انفجار مقطع تونل هستند. این عوامل برخلاف دسته اول، توسط مهندسين قابل کنترل بوده و می توان تأثیر آنها را با افزایش دقت در طراحی و اجرای عملیات چالزنی و انفجار کاهش داد. همچنین می توان از روش های کنترل شده در طراحی الگو انفجار استفاده کرد. در اکثر موارد به خاطر قابلیت کنترل پارامترهای انفجار، این ذهنیت ایجاد می شود که پارامترهای زمین شناسی تأثیر مهم تری روی وقوع پس شکست دارند. بعضی از محققین نیز در تحقیقات خود پارامترهای انفجار را ثابت فرض کرده و بیشتر توجه خود را روی پارامترهای زمین شناسی قرار می دهند. این شیوه صحیح نیست چون تمام عوامل در وقوع پس شکست تأثیرگذار هستند. پس برای ارزیابی پس شکست باید تمام عوامل تأثیرگذار را شناسایی و مورد بررسی قرار داد. در فصل آینده در ارتباط با نحوه بررسی و ارزیابی پدیده پس شکست و روش های مختلفی که برای برداشت مقطع قائم تونل بکار می روند بحث شده است. با کمک این روش ها می توان پدیده پس شکست را به صورت کمی بیان کرد.

فصل ۳

جمع آوری اطلاعات

۳-۱- مقدمه فصل

در فصول گذشته به ترتیب سابقه‌ای از تحقیقات انجام شده در زمینه‌ی پیش‌بینی پدیده پس‌شکست، عوامل تأثیرگذار بر روی این پدیده و همچنین روش‌هایی که با استفاده از آن‌ها می‌توان پس‌شکست را ارزیابی کرد، مورد بررسی قرار گرفتند. در فصل پیش‌رو، نحوه‌ی اندازه‌گیری میزان پس‌شکست در مطالعه‌ی موردی این تحقیق و همچنین نوع و چگونگی برداشت اطلاعات مربوط به پارامترهای قابل کنترل و غیر قابل کنترل تأثیرگذار بر روی پس‌شکست، شرح داده می‌شوند.

۳-۲- موقعیت جغرافیایی و زمین‌شناسی منطقه مورد مطالعه

منطقه معدنی طزره در ۷۰ کیلومتری شمال غرب شهرستان شاهرود و ۴۵ کیلومتری شمال شرق شهرستان دامغان بین طول‌های $54^{\circ}18'48''$ و $54^{\circ}30'45''$ شرقی و عرض‌های $36^{\circ}22'30''$ و $36^{\circ}25'50''$ به مساحت $68/45$ کیلومتر مربع واقع شده است و از جاده اسفaltenه تهران- مشهد ۲۸ کیلومتر فاصله دارد (شکل ۳-۱). زغال درون سنگ‌های ژوراسیک قرار دارد و به شکل لایه‌ای و رگه‌ای دیده می‌شود. زغال‌های منطقه طزره مربوط به دوران دوم زمین‌شناسی و در حد فاصل تریاس بالایی تا ژوراسیک میانی قرار دارند. تشکیلات شمشک در طزره بین ۹۰۰ تا ۳۰۰۰ متر ضخامت داشته و دارای ۸۲ لایه زغالی است.



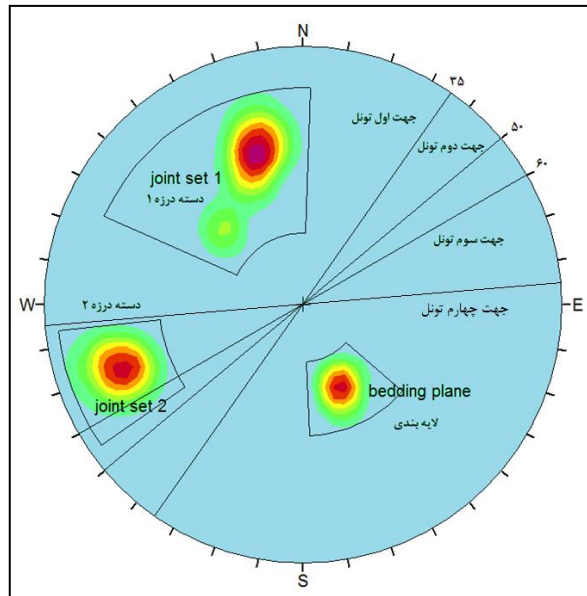
شکل ۳-۱- موقعیت مکانی منطقه معدنی طزره

پیشروی در معادن این منطقه با روش انفجاری و سیستم استخراج در لایه‌های کم شیب به روش جبهه کار طولانی و در لایه‌های پرشیب با روش پلکانی معکوس انجام می‌گیرد. زغال‌های استخراجی از این معدن به کارخانه زغال شویی که در فاصله ۸ کیلومتری منطقه قرار دارد حمل و پس از شست

و شو به ایستگاه راه آهن زرین انتقال و از آنجا به وسیله راه آهن به کارخانه ذوب آهن اصفهان حمل می‌شود.

تونلی که مطالعات این تحقیق بر روی آن صورت گرفت، یک تونل دنبال لایه با نام تونل "تعریض" است که در بخش مرکزی این مجموعه معدنی که تحت نام تونل مادر شناخته می‌شود، قرار دارد. این تونل در فاصله ای حدود ۶۰۰ متر از دهانه تونل مادر با آزیموت ۳۵ درجه حفر شده و در طول مطالعه، در طی مسیر خود به ترتیب به سمت آزیموت‌های ۵۰ و ۶۰ درجه منحرف شده است. در مسیر تونل لایه‌های سنگی به همراه دو دسته درزه غالب مشاهده شدند. لایه‌های سنگی غالب در مسیر این تونل شامل شیل‌های متورق خاکستری و سیلتستون می‌شدند. در مقاطع شماره‌ی ۱ تا ۳ نیز تونل با قسمتی از لایه زغال برخورد داشت. شیب لایه‌ها در طول تونل به طور متوسط ۴۰ درجه با آزیموت ۳۳۵ درجه است. دسته درزه شماره ۱ که امتداد آن به طور تقریبی موازی با محور تونل است، دارای شیب متوسط ۶۰ درجه با آزیموت ۱۶۰ درجه است. همچنین شیب و جهت شیب متوسط دسته درزه شماره ۲ که امتداد آن نیز به طور تقریبی عمود بر محور تونل است و جهت شیب آن در جهت پیشروی تونل است به ترتیب برابر با ۷۳ و ۷۰ درجه است. شکل (۳-۲) تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی‌های مشاهده شده در مسیر تونل را نشان می‌دهد. مقاطع شماره ۲۱، ۲۲ و ۲۳ با فاصله‌ی زمانی نسبت به سایر مقاطع در تونل مورد نظر برداشت شده اند. امتداد تونل در این مقاطع دارای آزیموت ۸۵ درجه و همچنین سنگ‌های میزبان از نوع سیلتستون و شیل متورق بوده است. در این بخش از تونل، شیب و جهت شیب متوسط دسته درزه شماره ۱ به ترتیب برابر با ۵۰ و ۱۷۵ درجه اندازه‌گیری شده است. همچنین جهت شیب دسته درزه شماره ۲ با شیب متوسط ۶۰ درجه در این بخش از تونل خلاف جهت پیشروی تونل و دارای آزیموت ۲۶۵ درجه بوده است. شیب و جهت شیب لایه بندی نیز به ترتیب برابر با ۳۳ و ۳۵۵ درجه اندازه‌گیری شده است.

از لحاظ پرکنندگی درزه‌ها، دسته درزه ۱ بدون پرکنندگی و دسته درزه ۲ دارای پرکنندگی از جنس کلسیت است. از لحاظ شرایط آب‌های زیرزمینی وضعیت تونل در تمام مقاطع خشک و همچنین مقاومت فشاری متوسط مقاطع تونل در طی مسیر، بین ۲۳ تا ۸۸ مگاپاسکال متغیر است. فاصله‌داری دسته درزه ۱ به طور متوسط در مقاطع مورد مطالعه ۱۸ سانتیمتر، فاصله‌داری متوسط دسته درزه ۲ برابر با ۱۲ سانتیمتر و فاصله‌داری متوسط لایه‌ها برابر با ۲۳ سانتیمتر است. همچنین مقدار شاخص کیفیت مغزه حفاری در مقاطع تونل به طور متوسط ۴۵ درصد به دست آمده است. اطلاعات زمین‌شناسی تونل در ادامه به صورت دقیق‌تر بررسی شده است.



شکل ۳-۲- تصویر استریوگرافیک صفحات ناپیوستگی در مسیر تونل

۳-۳- اندازه‌گیری میزان پس‌شکست در مقطع تونل

همان‌طور که در فصل سوم بحث شد، روش‌ها و تجهیزات مختلفی برای ارزیابی مقطع تونل بعد از عملیات انفجار وجود دارد. در این تحقیق، برای اندازه‌گیری مقطع به دست آمده بعد از انجام عملیات انفجار، از دستگاهی که توسط نویسنده ساخته شده است، استفاده شد. این دستگاه که در شکل (۳-۳) نشان داده شده است، متشکل از یک محفظه‌ی دارای صفحه‌ی مدرج برای اندازه‌گیری زاویه‌های قائم، سه پایه، ترازهای حبابی برای تراز کردن دستگاه به کمک سه پایه (شکل ۳-۴) و متر نواری است. برای سهولت در تراز کردن دستگاه یک عدد آینه در قسمت فوقانی دستگاه به شکلی که قابلیت دوران ۹۰ درجه‌ای در راستای افق دارد، قرار داده شده تا ترازها توسط فرد تراز کننده قابل مشاهده باشند. با استفاده از این دستگاه یک برش از مقطع برداشت می‌شود. در این تحقیق با استفاده از متر نواری، طول نقاط واقع در دیواره مقطع تونل از مرکز صفحه مدرج ثبت شده و همزمان زاویه‌ای که متر با خط افق می‌سازد از روی صفحه‌ی مدرج قرائت شده است. این کار با فواصل ۱۰ درجه‌ای تکرار شده تا کل مقطع تونل برداشت شود. در نهایت با داشتن زوایا و طول‌های مربوط به هر کدام از نقاط و همچنین ارتفاع مرکز صفحه‌ی مدرج از سطح زمین، می‌توان مقطع به دست آمده‌ی تونل را در مختصات قطبی رسم کرد. با استفاده از مقطع رسم شده میزان پس‌شکست ایجاد شده بعد از عملیات انفجار اندازه‌گیری می‌شود. مساحت مقطعی که به صورت تئوری باید پس از انفجار ایجاد شود با استفاده از نرم افزار AutoCAD در حدود ۷/۶۴ متر مربع به دست آمده و این مقدار در محاسبات

استفاده شده است. محل قرارگیری دستگاه برای برداشت مقطع تونل در شکل (۳-۵) نشان داده شده است. همان‌طور که مشاهده می‌شود، دستگاه در وسط تونل و در قسمت میانی طول پیشروی قرار می‌گیرد. همچنین برداشت‌ها بعد از انجام عملیات بارگیری سینه کار و قبل از نصب سیستم نگهداری و لارده گذاری صورت گرفته‌اند.

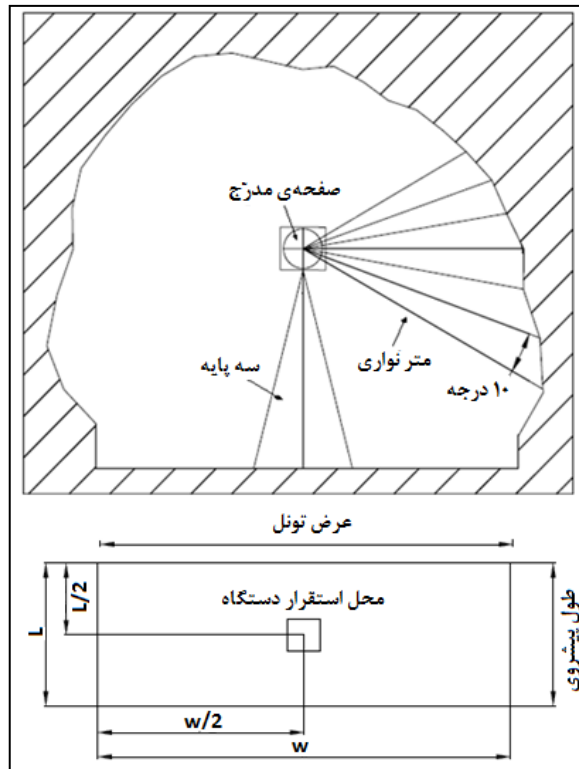


شکل ۳-۳- دستگاه برداشت مقطع تونل



شکل ۳-۴- ترازهای حبابی برای تراز کردن دستگاه

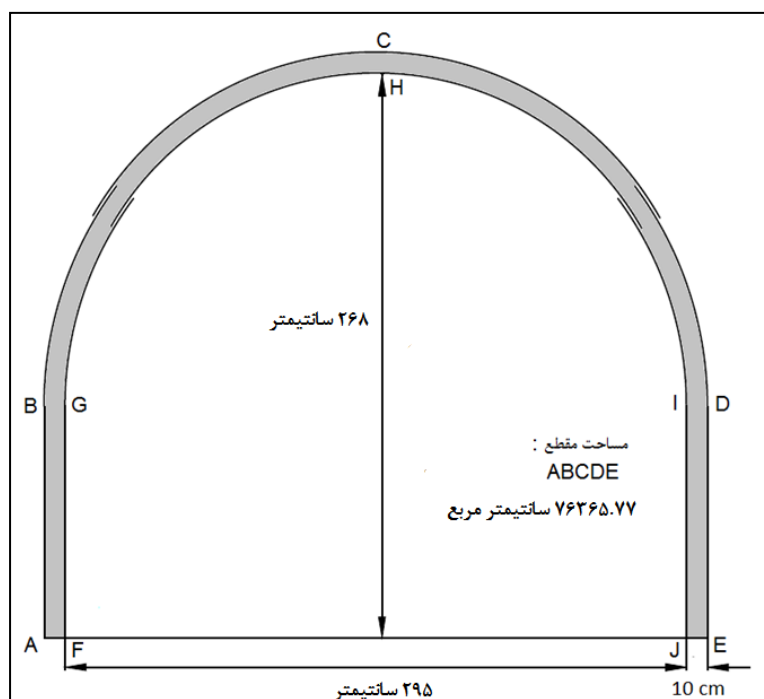
برای ثبت اطلاعات برداشت مقطع تونل از جدول (۳-۱) استفاده شده است (در این قسمت برای نمونه اطلاعات مقطع شماره یک آورده شده است). پس از برداشت اطلاعات و رسم مقطع به دست آمده تونل، با انطباق مقطع تئوری تونل (شکل ۳-۴) بر روی آن، میزان پس‌شکست و زیرشکست برای هر کدام از مقاطع مورد نظر اندازه‌گیری شده است.



شکل ۳-۵- محل قرارگیری دستگاه برای برداشت مقطع تونل

جدول ۳-۱- جدول ثبت اطلاعات برداشت مقطع تونل

۱	شماره مقطع	اطلاعات برداشت مقطع تونل به روش قطبی			
		شماره نقطه	طول (سانتیمتر)	زاویه (درجه)	شماره نقطه
	طول (سانتیمتر)	زاویه (درجه)	شماره نقطه	طول (سانتیمتر)	شماره نقطه
۱۷۰	۳۵۰	۱۳	۱۷۰	۱۱۰	۱
۱۶۵	۳۴۰	۱۴	۱۸۱	۱۰۰	۲
۱۵۲	۳۳۰	۱۵	۱۷۷	۹۰	۳
۱۴۳	۳۲۰	۱۶	۱۶۳	۸۰	۴
۱۴۶	۳۱۰	۱۷	۱۵۳	۷۰	۵
۱۵۰	۳۳۰	۱۸	۱۴۸	۶۰	۶
۱۶۲	۲۹۰	۱۹	۱۴۷	۵۰	۷
۱۷۰	۲۸۰	۲۰	۱۹۰	۴۰	۸
۱۶۶	۲۷۰	۲۱	۲۱۰	۳۰	۹
۱۶۹	۲۶۰	۲۲	۲۰۰	۲۰	۱۰
۱۷۳	۲۵۰	۲۳	۱۶۰	۱۰	۱۱
		۲۴	۱۸۴	۰	۱۲
ارتفاع مرکز صفحه‌ی مدرج از سطح زمین : ۱۲۰ سانتیمتر					

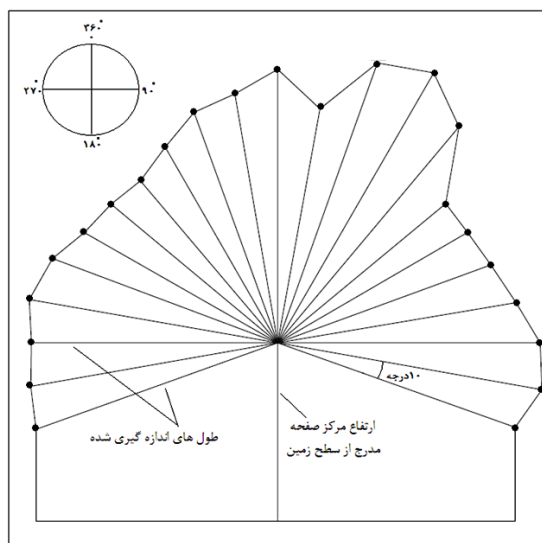


شکل ۳-۶- شکل مقطع تئوری تونل به همراه سیستم نگهداری فولادی

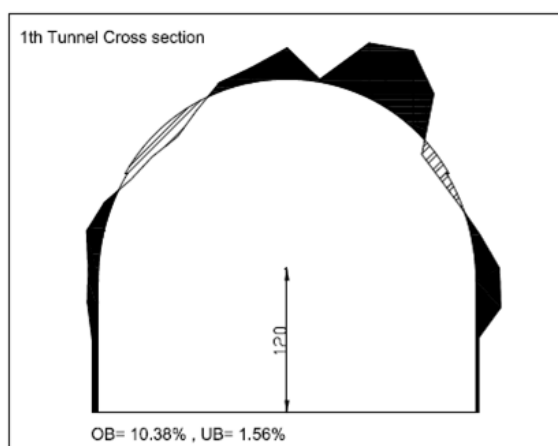
جدول (۳-۲)، شکل (۳-۷) و (۳-۸) به ترتیب میزان پس شکست و زیرشکست به دست آمده برای مقطع شماره یک و نتیجه برداشت مقطع تونل با دستگاه ساخته شده را نشان می‌دهند. همچنین میزان پس شکست برای تمام مقاطع مطالعه شده، در جدول (۳-۳) آورده شده است. برای محاسبه مقدار پس شکست، مساحت مقطع تئوری تونل از مساحت نهایی مقطع تونل پس از انفجار (بدون در نظر گرفتن قسمت‌هایی که زیر شکست ایجاد شده است) کسر شده و در نهایت درصد پس شکست تعیین شده است.

جدول ۳-۲- اطلاعات مربوط به محاسبه‌ی میزان پس شکست در مقطع شماره ۱

مقادیر پس شکست و زیر شکست بعد از انفجار مقطع شماره ۱		
S	۷۶۳۶۵/۷۷	مساحت تئوری مقطع تونل پس از انفجار (cm ²)
A	۸۳۱۰۰/۰۲	مساحت نهایی مقطع تونل پس از انفجار (cm ²)
B	۸۴۲۹۰/۴۲	مساحت نهایی مقطع تونل پس از انفجار بدون در نظر گرفتن قسمت‌های زیرشکست (cm ²)
B-A	۱۱۹۰/۴۰	مساحت قسمت‌های زیر شکست (cm ²)
B-S	۷۹۲۴/۶۶	مساحت قسمت‌های پس شکست (cm ²)
((B-S)/S)*100	۱۰/۳۸	میزان پس شکست (%)
((B-A)/S)*100	۱/۵۶	میزان زیر شکست (%)



شکل ۳-۷- رسم مقطع شماره ۱ تونل پس از عملیات انفجار با کمک اطلاعات برداشت شده به صورت مختصات قطبی



شکل ۳-۸- انطباق مقطع تئوری بر روی مقطع شماره ۱ به دست آمده از انفجار با استفاده از نرم افزار AutoCAD

جدول ۳-۳- میزان پس شکست اندازه گیری شده در مقاطع تونل پس از انفجار

شماره مقطع	پس شکست (%)	شماره مقطع	پس شکست (%)
۱	۱۰/۳۸	۱۳	۱۶/۸۰
۲	۱۶/۸۶	۱۴	۲۳/۶۴
۳	۲۵/۹۴	۱۵	۵/۰۶
۴	۱۵/۴۴	۱۶	۱۳/۳۴
۵	۱۲/۶۶	۱۷	۱۶/۹۴
۶	۶/۸۹	۱۸	۱۴/۹۶
۷	۱۰/۴۸	۱۹	۱۲/۳۳
۸	۱۱/۸۲	۲۰	۲۴/۱۵
۹	۱۳/۱۷	۲۱	۱۲/۲۰
۱۰	۲۲/۷۱	۲۲	۳/۰
۱۱	۲۶/۴۸	۲۳	۱۶/۳۰
۱۲	۲۱/۴		

با توجه به نتایج، بیشترین میزان پس شکست در مقطع شماره ۱۱ با مقدار ۲۶/۵۸ درصد و کمترین میزان آن در مقاطع شماره ۱۵ و ۲۲ با مقدار ۵/۰۶ و ۳ درصد روی داده است. در مقطع ۱۵ بیشترین زیرشکست با مقدار ۹/۳۹ درصد روی داده است. در گوشه‌ی سمت راست سقف این مقطع لایه‌ی مقاومی از سیلتستون قرار داشت. به علت زیرشکست ایجاد شده، قسمت‌های باقی مانده به صورت مجدد چالزنی و انفجار شدند.

۳-۴- جمع آوری اطلاعات مربوط به عوامل تأثیرگذار

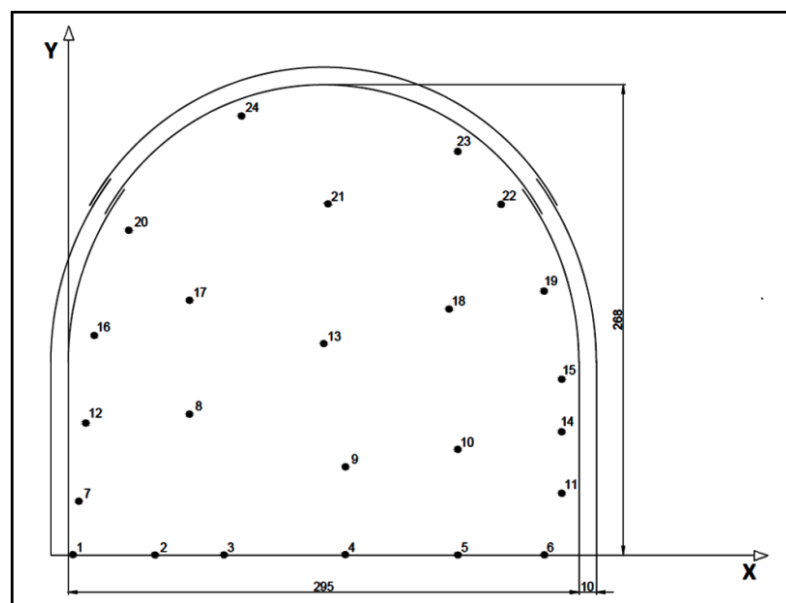
عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس شکست در فصل دوم مورد بررسی قرار گرفتند. همانطور که گفته شد، عوامل تأثیرگذار به دو دسته قابل کنترل و غیرقابل کنترل تقسیم بندی می‌شوند. در ادامه نوع عوامل تأثیرگذار انتخاب شده و نحوه‌ی جمع آوری اطلاعات آن‌ها شرح داده خواهد شد. همچنین در خصوص منطقه معدنی طزره توضیحات لازم داده می‌شود.

۳-۴-۱- عوامل قابل کنترل (انفجار)

برای این عوامل، به ترتیب خرج ویژه کل مقطع تونل، فاصله‌داری و بارسنگ چال‌های محیطی و وزن ماده منفجره در کل چال‌های محیطی به عنوان عوامل قابل کنترل در نظر گرفته شدند. برای جمع آوری اطلاعات مورد نیاز، پس از اتمام حفر چال‌ها، اطلاعات الگوی انفجار و چالزنی برای هر کدام از مقاطع ثبت شده است. این اطلاعات شامل تعداد چال‌ها، موقعیت مکانی چال‌ها و تعداد فشنگ ماده منفجره در هر چال می‌شوند. با کمک این اطلاعات مقدار هر کدام از عوامل تأثیرگذار ذکر شده برای هر مقطع تعیین شده است. برای مثال نتایج مربوط به مقطع شماره ۲۱ به ترتیب در شکل (۳-۹) و جدول (۳-۴) نشان داده شده است. برای برداشت جانمایی چال‌ها، مختصات (X,Y) هر چال اندازه گرفته شده است. همچنین نتایج سایر مقاطع در پیوست شماره ۲ آورده شده است. ماده منفجره‌ی بکارگرفته شده در عملیات انفجار، امولایت کارتریجی ۲۰۰ گرمی با سرعت انفجار ۵۰۰۰ تا ۵۲۰۰ متر بر ثانیه و ابعاد ۲۷×۳۰۰ میلیمتر بوده و چاشنی‌های مصرفی از نوع چاشنی مسی غیرحساس (نوع F) با تأخیر ۱/۲ ثانیه و طول ۳ متر بودند. چاشنی‌ها با شماره ۲ تا ۱۰ مورد استفاده قرار گرفته‌اند.

با توجه به اطلاعات به دست آمده، بیشترین مقدار خرج ویژه (۲/۳۷ کیلوگرم بر متر مکعب) مربوط به مقطع شماره ۱۶ و ۱۷ هر کدام با ۳۰ عدد چال انفجاری و کمترین مقدار (۰/۶۳ و ۰/۵۵ کیلوگرم بر متر مکعب) مربوط به مقاطع ۲ و ۳ هر کدام به ترتیب با ۸ و ۷ عدد چال انفجاری می‌شود.

بیشترین وزن ماده منفجره در چال‌های محیطی نیز مربوط به مقاطع شماره ۱۴ و ۱۷ هر کدام با ۷/۸ کیلوگرم ماده منفجره می‌شود. مقاطع ۲ و ۳ هر کدام با ۶ عدد چال محیطی کمترین وزن ماده منفجره در چال‌های محیطی را دارند. در جدول (۳-۵) نتایج بررسی آماری اطلاعات چالزنی و انفجار به دست آمده از تمام مقاطع آورده شده است. برای محاسبه فاصله‌داری چال‌های محیطی، میانگین فاصله‌های مستقیم بین چال‌های محیطی در نظر گرفته شده است. همچنین برای محاسبه مقدار بارسنگ آن‌ها، میانگین فاصله‌های قائم هر چال محیطی با ردیف بعدی چال‌ها در نظر گرفته شده است.



شکل ۳-۹- نمای کلی از فاصله‌ی چال‌های انفجاری در مقطع شماره ۲۱ تونل

جدول ۳-۴- اطلاعات چالزنی و انفجار مقطع شماره ۲۱ تونل

اطلاعات چالزنی و انفجار مقطع شماره ۲۱	
۱۱	تعداد چال‌های محیطی
۲۴	تعداد چال‌های کل مقطع
۳	تعداد فشنگ ماده منفجره در هر چال
۰/۲	وزن هر فشنگ ماده منفجره (Kg)
۶/۶	وزن ماده منفجره چال‌های محیطی (Kg)
۱۴/۴	وزن ماده منفجره کل مقطع (Kg)
۷/۶۴	حجم سنگ انفجار شده (m^3)
۱/۸۸	خرج ویژه کل مقطع (Kg/m^3)
۰/۵۸	فاصله داری چال‌های محیطی (m)
۰/۶۵	بارسنگ چال‌های محیطی (m)

جدول ۳-۵- نتایج بررسی آماری اطلاعات چالزنی و انفجار مقاطع تونل

نام پارامتر	مقدار حداقل	مقدار حداکثر	انحراف معیار	میانگین
وزن ماده منفجره چال‌های محیطی (Kg)	۳/۶۰	۷/۸۰	۱/۲۵	۶/۲۶
خرج ویژه کل مقطع (Kg/m^3)	۰/۵۵	۲/۳۷	۰/۵۲	۱/۸۵
فاصله داری چال‌های محیطی (m)	۰/۴۸	۰/۹۴	۰/۱۱	۰/۵۸
بارسنگ چال‌های محیطی (m)	۰/۵۱	۱/۳۰	۰/۲۲	۰/۶۴

۳-۴-۲- عوامل غیر قابل کنترل (زمین شناسی)

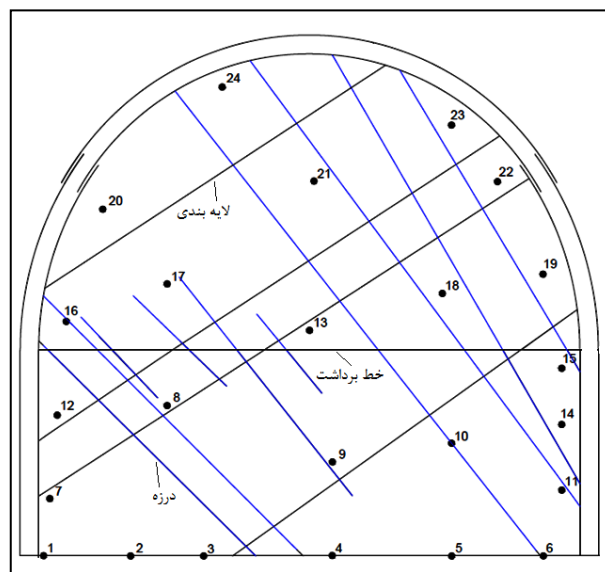
با توجه به اینکه سیستم طبقه‌بندی ژئومکانیکی (سیستم امتیاز توده سنگ) اکثر عوامل زمین‌شناسی تأثیرگذار بر روی پدیده پس‌شکست را پوشش می‌دهد، از امتیاز نهایی تعدیل شده آن به عنوان نماینده عوامل غیر قابل کنترل استفاده شده است.

۳-۴-۲-۱- جمع آوری اطلاعات طبقه بندی ژئومکانیکی

سیستم طبقه‌بندی ژئومکانیکی در سال‌های ۱۹۷۳ تا ۱۹۷۶ توسط بیناویسکی با اطلاعات به دست آمده از حفاری‌های انجام شده در آفریقای جنوبی تهیه شده است. پنج پارامتر این طبقه‌بندی شامل موارد زیر می‌شوند (ترابی، ۱۳۸۳):

- مقاومت فشاری تک محوره سنگ بکر
 - شاخص کیفیت سنگ
 - فاصله‌داری درزه‌ها
 - وضعیت درزه‌ها شامل جدایش، امتداد یافتگی، زبری سطوح و طبیعت پر کننده درزه‌ها
 - شرایط آب‌های زیرزمینی براساس میزان نفوذ آب به حفاری‌ها
- برای دستیابی به مقادیر پارامترهای فوق و تعیین امتیاز توده سنگ در هر کدام از مقاطع، قبل از عملیات انفجار اطلاعات از سینه‌کار تونل برداشت شده است. با توجه به محدودیت‌های زمانی، برداشت اطلاعات زمین‌شناسی توسط یک عدد خط برداشت افقی در سینه‌کار تونل و همچنین یک عدد خط برداشت افقی در هر دو دیواره سمت راست و چپ تونل انجام شده است. اطلاعات دیواره تونل در ابتدای شیفت صبح و قبل از حضور کارگران در سینه کار و اطلاعات سینه کار در انتهای همان شیفت و قبل از عملیات انفجار برداشت شده است. در طول هر کدام از خطوط برداشت اطلاعات به این ترتیب برداشت شده‌اند: نوع ناپیوستگی (لایه‌بندی یا درزه)، نوع سنگ، فاصله برخورد ناپیوستگی با خط برداشت تا نقطه شروع، شیب و جهت شیب ناپیوستگی‌ها در محل برخورد با خط

برداشت (به وسیله ی کمپاس)، طول خط اثر ناپیوستگی ها، شرایط درزه از لحاظ زبری، بازشدگی و مواد پرکننده آن ها و وضعیت حضور آب در مقطع تونل. در نهایت تعداد ۵۶۴ عدد ناپیوستگی در کل مقاطع مورد مطالعه ی تونل برداشت شد. در جدول (۳-۶) اطلاعات برداشت مقطع شماره ۱ تونل آورده شده است. شکل (۳-۱۰) نمایی کلی از وضعیت ناپیوستگی ها در مقطع تونل شماره ۲۱ را نشان می دهد. در قسمت های بعد به ترتیب نحوه ی محاسبه و جمع آوری اطلاعات مورد نیاز برای تعیین امتیاز توده سنگ شرح داده خواهد شد.



شکل ۳-۱۰- موقعیت خط برداشت و ناپیوستگی ها در مقطع تونل

جدول ۳-۶- اطلاعات برداشت سینه کار شماره ۱ مقطع تونل با خط برداشت افقی

وضعیت سنگ	وضعیت آب	هوازدهی و پرشدگی	بازشدگی (ضخامت پرشدگی)	زبری	طول خط اثر (cm)	سنگ	نوع ناپیوستگی	جهت شیب	شیب	فاصله برخورد ناپیوستگی با خط برداشت (cm)	شماره
خرد شده	-	-	-	-	-	زغال	-	-	-	۰	-
-	خشک	هوازده، مواد خرد شده	۴mm	V	ادامه دار	زغال به شیل	خط اثر لایه بندی	۳۰۵	۴۰	۸۶	۱
متورق و هوازده شدید	خشک	هوازده، بدون پرکننده	-	VIII	ادامه دار	شیل	صفحه لایه بندی	۳۳۷	۴۳	۹۷	۲
	خشک	هوازده، مواد خرد شده	۴mm	V	۳۰	شیل	خط اثر درزه	۱۲۵	۵۴	۱۲۰	۳
	خشک	هوازده، بدون پرکننده	-	V	۵۵	شیل	صفحه درزه	۱۴۵	۵۰	۱۲۵	۴
	خشک	هوازده، مواد خرد شده	۳mm	VIII	ادامه دار	شیل	خط اثر لایه بندی	۳۰۵	۴۴	۱۴۵	۵
	خشک	هوازده، بدون پرکننده	<۱mm	VIII	ادامه دار	شیل	خط اثر لایه بندی	۳۰۵	۴۱	۲۰۵	۷
-	خشک	هوازده، بدون پرکننده	-	V	۴۵	شیل	صفحه درزه	۱۶۵	۷۳	۲۲۰	۸
-	خشک	هوازده، بدون پرکننده	-	V	۱۰	شیل	صفحه درزه	۱۷۰	۷۷	۲۳۲	۹
-	خشک	هوازده، بدون پرکننده	<۱mm	V	۱۵	شیل	خط اثر درزه	۱۲۵	۸۱	۲۳۶	۱۰
-	خشک	هوازده، بدون پرکننده	<۱mm	VII	ادامه دار	شیل	خط اثر لایه بندی	۳۰۵	۴۲	۲۴۵	۱۱
-	خشک	هوازده، مواد خرد شده	۳mm	V	۳۵	شیل	خط اثر درزه	۱۲۵	۵۴	۲۵۸	۱۲
-	خشک	هوازده، بدون پرکننده	-	V	۴۳	شیل	صفحه درزه	۱۳۵	۵۰	۲۷۰	۱۳
-	خشک	هوازده، بدون پرکننده	-	VII	ادامه دار	شیل	صفحه لایه بندی	۳۴۰	۴۲	۲۸۰	۱۴
-	خشک	هوازده، مواد خرد شده	۳mm	V	۳۳	شیل	خط اثر درزه	۱۲۵	۵۷	۲۸۸	۱۵
-	-	-	-	-	-	شیل	-	-	-	۳۰۰	-

الف - تعیین مقاومت فشاری تک محوره سنگ بکر

برای تعیین مقاومت تک محوره سنگ بکر به شیوه‌ای ساده و کم هزینه که بتواند نتایج نزدیک به واقعیت از مقاومت فشاری تک محوری سنگ سالم را به دست دهد، عمل شده است. در این تحقیق از چکش اشمیت^۱ برای تعیین مقاومت سنگ استفاده شده است. این ابزار می‌تواند به صورت میدانی و آزمایشگاهی به کار رود. این وسیله قابل حمل به ویژه در عملیات صحرایی می‌تواند برآورد اولیه خوبی از مقاومت فشاری سنگ به دست دهد (ترابی، ۱۳۸۳).

در این تحقیق به منظور تخمین مقاومت فشاری، از قطعات سنگی شکسته شده پس از عملیات انفجار استفاده شده است (نمونه‌ها در هنگام عملیات بارگیری جمع‌آوری می‌شدند). برداشت‌ها با توجه به استاندارد ارائه شده توسط ISRM^۲ انجام شده و نمونه‌هایی که دارای ابعاد حداقل ۶ سانتیمتر بودند مورد استفاده قرار گرفتند. بر روی هر نمونه ۲۰ عدد قرائت صورت گرفته و با توجه به نقاط ضعفی که ممکن است در نمونه وجود داشته باشد، نیمی از قرائت‌ها که مقدار پایینی داشتند حذف شده و از میانگین باقی قرائت‌ها برای محاسبه مقاومت فشاری استفاده شده است. همچنین جهت قرارگیری چکش بر روی تمام نمونه‌ها، قائم (رو به پایین) بوده است. با توجه به جدول (۳-۷) که توسط بارتن و چوبی در سال ۱۹۷۷ ارائه شده است، تنها زمانی نیاز به تصحیح مقدار واجهش چکش اشمیت است که جهت آزمایش قائم (رو به پایین) نباشد. بر این اساس، برای واجهش‌های به دست آمده در این تحقیق نیازی به تصحیح نیست.

جدول ۳-۷- تصحیحات لازم برای جهات مختلف چکش اشمیت (Singh&Goel, 2011)

عدد واجهش	به طرف پایین	به طرف بالا	افقی
R	-۹۰°	۹۰°	۰°
۱۰	۰	-	-۳/۲
۲۰	۰	-۸/۸	-۶/۹
۳۰	۰	-۷/۸	-۶/۲
۴۰	۰	-۶/۶	-۵/۳
۵۰	۰	-۵/۳	-۴/۳
۶۰	۰	-۴/۰	-۳/۳

در نهایت برای تخمین مقاومت فشاری تک محوره از رابطه معروف زیر که توسط دیبر و میلر در سال ۱۹۶۶ ارائه شده است، استفاده شد (ترابی، ۱۳۸۳).

1- Schmit Hammer

2- International Society of Rock Mechanic (ISRM)

$$UCS (Mpa) = 6.9 \times 10^{[0.16+0.0087(R,\rho)]} \quad (1-3)$$

در رابطه (۱-۳)، ρ چگالی سنگ بر حسب گرم بر سانتیمتر مکعب و R عدد اشمیت است. همچنین مقاومت فشاری متوسط مقاطع تونل در جدول (۸-۳) ارائه شده است. برای تخمین مقاومت فشاری، چگالی خشک سنگ شیل و سیلتستون به ترتیب برابر با ۲/۳۵ و ۲/۴۳ گرم بر سانتیمتر مکعب در نظر گرفته شده است (معماریان، ۱۳۸۷).

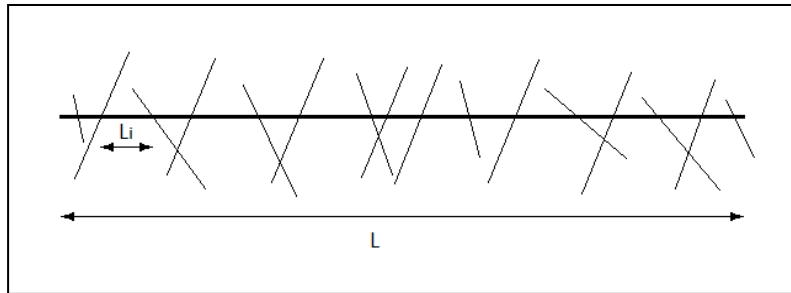
جدول ۸-۳- مقادیر به دست آمده برای مقاومت فشاری میانگین هر مقطع تونل

شماره مقطع	مقاومت فشاری میانگین (Mpa)	شماره مقطع	مقاومت فشاری میانگین (Mpa)
۱	۲۳/۸	۱۳	۷۱/۶
۲	۲۳/۷	۱۴	۴۸/۵
۳	۳۸/۸	۱۵	۸۸/۷
۴	۴۴/۷	۱۶	۶۵/۷
۵	۷۸/۰	۱۷	۶۷/۷
۶	۷۳/۷	۱۸	۷۶/۸
۷	۴۸/۸	۱۹	۴۸/۴
۸	۷۶	۲۰	۳۸/۸
۹	۶۶/۱	۲۱	۴۵/۰
۱۰	۸۴/۱	۲۲	۴۵/۰
۱۱	۶۵/۷	۲۳	۴۵/۰
۱۲	۸۶/۲		

ب- تعیین شاخص کیفیت سنگ

برای تعیین مقدار RQD به روش مستقیم، باید از طول مغزه‌های به دست آمده از عملیات مغزه‌گیری استفاده کرد. اما روش‌های غیرمستقیمی نیز برای این کار وجود دارد. در این تحقیق برای تعیین مقدار RQD از فواصل برخورد ناپیوستگی‌ها با خط برداشت استفاده شده است، که یک روش غیر مستقیم در این زمینه است (Priest&Hudson, 1976). در این روش، مجموع فواصلی که طول آن‌ها بیشتر از ۱۰ سانتیمتر است، برای تعیین مقدار RQD به کار گرفته می‌شوند (شکل ۳-۱۱). در شرایطی که اندازه فواصل بیشتر از ۱۰ سانتیمتر بوده اما وضعیت سنگ به شدت متورق است، از این فواصل در محاسبه مقدار RQD استفاده نشده است. مقدار RQD با به کارگیری رابطه (۲-۳) تعیین شده است. مقدار RQD در جهات مختلف متفاوت است. اما با توجه به مدت زمانی که برای برداشت اطلاعات در اختیار بوده است، تنها در جهت افقی این مقدار تعیین شده است. مقادیر RQD تعیین شده برای مقاطع تونل در جدول (۹-۳) آورده شده است.

$$RQD = \frac{\sum_{i=1}^n (L_i \geq 10cm)}{L} \quad (2-3)$$



شکل ۳-۱۱- وضعیت برخورد ناپیوستگی‌ها با خط برداشت

جدول ۳-۹- مقدار RQD در مقطع تونل

شماره مقطع	RQD(%)	شماره مقطع	RQD(%)	شماره مقطع	RQD(%)
۱	۲۴/۳۳	۹	۵۳/۲	۱۷	۵۳/۵۷
۲	۲۴/۹۱	۱۰	۴۷/۱۴	۱۸	۴۶/۴۳
۳	۲۵/۹۴	۱۱	۳۶/۰۷	۱۹	۴۳/۵۷
۴	۳۳/۵۷	۱۲	۶۵/۳۶	۲۰	۲۴/۲۹
۵	۴۳/۲۱	۱۳	۴۹/۶۴	۲۱	۶۹/۸۳
۶	۵۱/۰۷	۱۴	۳۴/۲۹	۲۲	۶۶/۴۲
۷	۵۵/۳۶	۱۵	۵۰/۷۱	۲۳	۵۴/۵۸
۸	۴۷/۶	۱۶	۴۲/۵		

ج- فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها

برای تعیین فاصله‌داری ناپیوستگی‌ها، ابتدا باید دسته‌های مجزای ناپیوستگی‌ها را مشخص کرد. با کمک شیب و جهت شیب صفحات ناپیوستگی که با استفاده از خط برداشت برای هر مقطع تونل به دست آمده‌اند و همچنین به کمک نرم افزار Dips، وضعیت دسته‌های مختلف ناپیوستگی در طول مسیر تونل مشخص شده و سه دسته ناپیوستگی مجزا (دسته درزه شماره ۱، دسته درزه شماره ۲ و لایه‌بندی) تعیین شدند. با استفاده از فاصله مستقیم بین ناپیوستگی‌های مجاور در یک دسته در طول خط برداشت، فاصله‌داری دسته تعیین می‌شود. همچنین با داشتن زاویه حاده بین خط برداشت و خطی که به طور متوسط، جهتی عمود بر دسته ناپیوستگی دارد، می‌توان فاصله‌داری قائم دسته^۱ ناپیوستگی را محاسبه کرد (رابطه ۳-۳) (Priest, 1993).

$$X_n = X_d \cos \delta \quad (3-3)$$

1- Normal Set Spacing

در رابطه‌ی فوق X_d میزان فاصله‌داری دسته در طول خط برداشت، δ زاویه‌ی حاده بین خط برداشت و خطی که به طور متوسط، جهتی عمود بر صفحه‌ی ناپیوستگی‌ها در دسته‌ی مورد نظر دارد و X_n میزان فاصله‌داری قائم دسته است. مقدار $\cos \delta$ با استفاده از رابطه (۳-۴) محاسبه می‌شود (Priest, 1993).

$$\cos \delta = |\cos(\alpha_n - \alpha_s) \cos \beta_n \cos \beta_s + \sin \beta_n \sin \beta_s| \quad (۳-۴)$$

در این رابطه α_n و β_n به ترتیب زاویه روند و میل برداری هستند که به طور میانگین عمود بر سطح ناپیوستگی‌ها است و با استفاده از مقدار میانگین جهت شیب و شیب صفحه‌های ناپیوستگی در یک دسته تعیین می‌شوند. همچنین α_s و β_s به ترتیب زاویه روند و میل خط برداشت هستند. در جدول (۳-۱۰)، نتایج مربوط به تعیین فاصله‌داری قائم دسته درزه شماره ۱ در مقطع اول ارائه شده است. فاصله‌داری قائم دسته‌های ناپیوستگی برای مقاطع تونل در جدول (۳-۱۱) آورده شده است. در مقاطع ۱ تا ۷ به علت نداشتن خط برداشت در دیواره تونل فاصله‌داری دسته درزه ۲ برای این مقاطع محاسبه نشده است.

جدول ۳-۱۰- تعیین فاصله‌داری قائم دسته درزه در مقطع شماره ۱

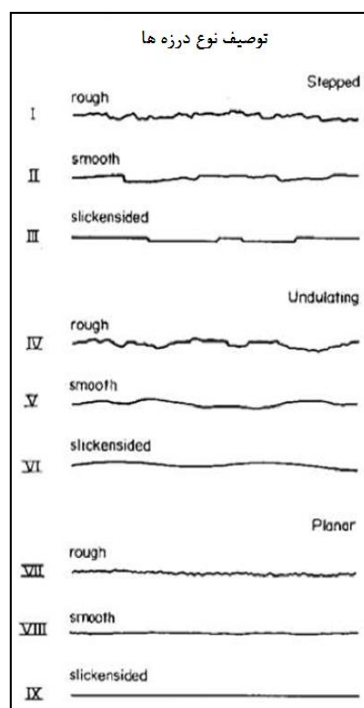
مقطع شماره ۱						
۲۷.۵	میل بردار قائم	۶۲.۵	مقدار میانگین شیب صفحات درزه			
۳۳۳.۷۵	روند بردار قائم	۱۵۳.۷۵	مقدار میانگین جهت شیب صفحات درزه			
زاویه میل خط برداشت: صفر درجه، زاویه روند خط برداشت: ۱۲۵ درجه						
فاصله داری قائم (cm)	فاصله داری (cm)	ناپیوستگی با خط برداشت (cm)	فاصله برخورد	شماره دسته	جهت شیب (درجه)	شیب (درجه)
نوع ناپیوستگی						
-	-	۱۲۰	۱	۱۲۵	۵۴	خط اثر درزه
۳.۸۹	۵.۰۰	۱۲۵	۱	۱۴۵	۵۰	صفحه درزه
۷۳.۹۱	۹۵.۰۰	۲۲۰	۱	۱۶۵	۷۳	صفحه درزه
۹.۳۴	۱۲.۰۰	۲۳۲	۱	۱۷۰	۷۷	صفحه درزه
۳.۱۱	۴.۰۰	۲۳۶	۱	۱۲۵	۸۱	خط اثر درزه
۱۷.۱۲	۲۲.۰۰	۲۵۸	۱	۱۲۵	۵۴	خط اثر درزه
۹.۳۴	۱۲.۰۰	۲۷۰	۱	۱۳۵	۵۰	صفحه درزه
۱۴.۰۰	۱۸.۰۰	۲۸۸	۱	۱۲۵	۵۷	خط اثر درزه
۱۸.۶۷	۲۴.۰۰	میانگین				
Xn	Xd	$\delta=38.95, \cos\delta=0.778$				

جدول ۳-۱۱- فاصله‌داری قائم دسته‌های ناپیوستگی در مقاطع تونل

شماره مقطع	متوسط فاصله‌داری دسته درزه ۱ (cm)	متوسط فاصله‌داری دسته درزه ۲ (cm)	متوسط فاصله‌داری لایه بندی (cm)
۱	۱۸/۷	-	۲۱/۹
۲	۱۴/۵	-	۲۷
۳	۲۰/۲	-	۴۲/۹
۴	۳۱/۸	-	۲۴/۶
۵	۱۷/۸	-	۱۸/۷
۶	۲۴/۳	-	۱۴/۶
۷	۱۶/۶	-	۱۳/۳
۸	۱۳/۵	۴/۸	۱۳/۴
۹	۲۰/۱	۱۱/۴	۲۳/۱
۱۰	۱۶/۶	۱۲/۲	۲۷/۲
۱۱	۱۱/۴	۱۱/۷	۱۳/۵
۱۲	۱۳/۶	۱۷/۹	۲۰/۶
۱۳	۱۴/۲	۱۰/۳	۲۲
۱۴	۱۴/۲	۱۹/۷	۱۱/۳
۱۵	۱۳/۲	۱۹/۸	۱۰/۹
۱۶	۱۶/۷	۱۳/۴	۱۰/۱
۱۷	۱۳/۸	۱۳/۴	۱۰/۱
۱۸	۱۱/۶	۲۱/۶	۱۳/۲
۱۹	۱۳/۵	۱۲/۹	۱۳/۱
۲۰	۲۳/۳	۹/۷	۳۱/۲
۲۱	۲۳/۹	۱۶/۱	۵۳/۴
۲۲	۱۶/۵	۱۰/۳	۴۴/۵
۲۳	۲۳/۶	۱۴/۶	۴۲/۵

د- وضعیت ناپیوستگی‌ها و شرایط آب‌های زیرزمینی

برای تعیین وضعیت ناپیوستگی‌ها، هر ناپیوستگی که با خط برداشت برخورد کرده بود از نظر نوع زبری، طول خط اثر، نوع پرکنندگی و هوازدگی بررسی شده است. برای تعیین زبری ناپیوستگی‌ها در هنگام برداشت، از شکل (۳-۱۲) استفاده شده است. وضعیت تونل از لحاظ وجود آب در تمام مقاطع خشک تعیین شده است.



شکل ۳-۱۲- جدول تعیین نوع زبری ناپیوستگی‌ها

۳-۳-۲- تعیین امتیاز RMR برای مقاطع تونل

با استفاده از اطلاعات پنج پارامتر سیستم RMR، مقدار این امتیاز برای تمام مقاطع تونل تعیین شد. نتایج نهایی در جدول (۳-۱۲) آورده شده است. برای محاسبه امتیاز نهایی RMR از جداول امتیاز دهی ارائه شده توسط بیناویسکی استفاده شده است. امتیاز دهی بر اساس دسته درزه شماره ۱ که جهت‌داری آن بحرانی‌ترین وضعیت را برای تونل ایجاد می‌کند، انجام شده است.

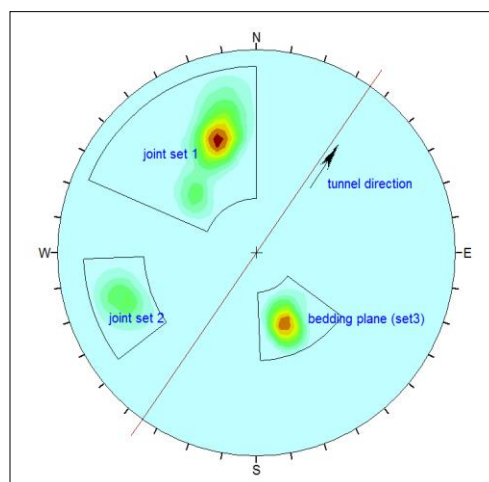
جدول ۳-۱۲- امتیاز RMR برای مقاطع تونل

شماره مقطع	RMR	شماره مقطع	RMR
۱	۴۱	۱۳	۶۵
۲	۴۳	۱۴	۵۰
۳	۵۴	۱۵	۷۳
۴	۵۵	۱۶	۵۹
۵	۵۸	۱۷	۶۹
۶	۷۲	۱۸	۶۵
۷	۶۸	۱۹	۶۲
۸	۶۴	۲۰	۵۴
۹	۷۱	۲۱	۶۷
۱۰	۶۷	۲۲	۶۵
۱۱	۴۹	۲۳	۶۷
۱۲	۶۹		

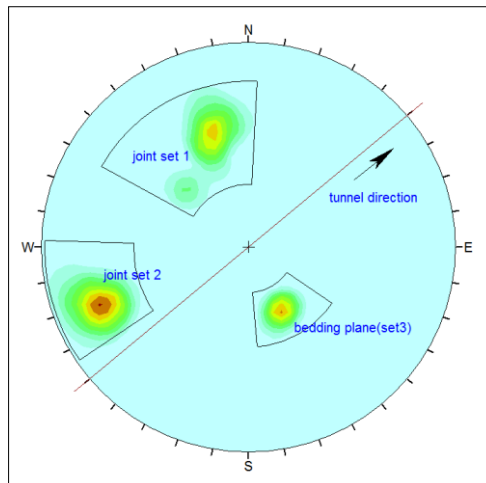
برای تعدیل امتیاز RMR برای جهت‌داری دسته درزه‌ها با استفاده از تصاویر استریوگرافیک ناپیوستگی‌ها در طول تونل (شکل ۳-۱۳ تا ۳-۱۶) و جدول تعدیل امتیاز RMR برای جهت‌داری ناپیوستگی‌ها (جدول ۳-۱۳)، بحرانی‌ترین دسته در ارتباط با امتداد و جهت تونل انتخاب شده و بر اساس آن امتیاز RMR برای هر مقطع تونل تعدیل شده است. با توجه به تصاویر استریوگرافیک، دسته درزه شماره ۱ امتدادی تقریباً موازی با محور تونل داشته و شیب متوسط آن در مسیر تونل حدود ۶۰ درجه است. با استفاده از جدول تعدیل امتیاز توده سنگ برای جهت‌داری ناپیوستگی‌ها، دسته درزه شماره ۱ بحرانی‌ترین وضعیت را نسبت به دو دسته‌ی دیگر برای کل مقاطع تونل داشته و با توجه به شرایط خیلی نامطلوب آن میزان تعدیل امتیاز برای تونل برابر با ۱۲- است. امتیاز تعدیل شده‌ی RMR برای تمام مقاطع تونل در جدول (۳-۱۴) آورده شده است. با توجه به نتایج مقدار میانگین RMR در کل مسیر تونل برابر با ۴۹ است. حداقل و حداکثر امتیازات داده شده برای تعیین امتیازهای RMR در جدول (۳-۱۵) آورده شده است. جدول نهایی اطلاعات ورودی و خروجی جمع‌آوری شده از تونل واقع در معدن طزره در پیوست شماره ۱ ارائه شده است.

جدول ۳-۱۳- ارزیابی تأثیر جهت‌داری ناپیوستگی‌ها روی تونل (ترابی، ۱۳۸۳)

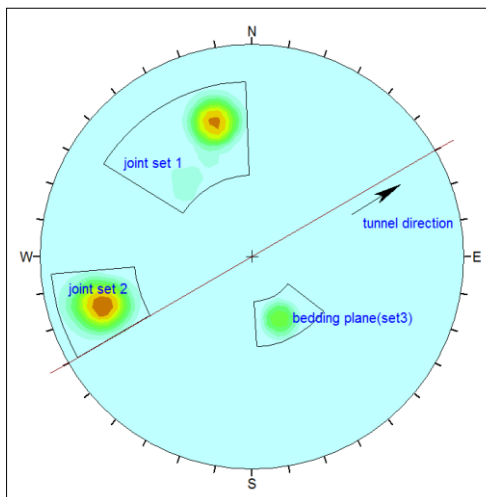
بدون توجه به امتداد	امتداد موازی با محور تونل		امتداد عمود بر محور تونل			
			پیشروی در جهت شیب		پیشروی در مقابل شیب	
شیب	شیب	شیب	شیب	شیب	شیب	شیب
۲۰-۰	۹۰-۴۵	۴۵-۲۰	۹۰-۴۵	۴۵-۲۰	۹۰-۴۵	۴۵-۲۰
خوب	خیلی نامطلوب	خوب	خیلی مطلوب	مطلوب	خوب	نامطلوب



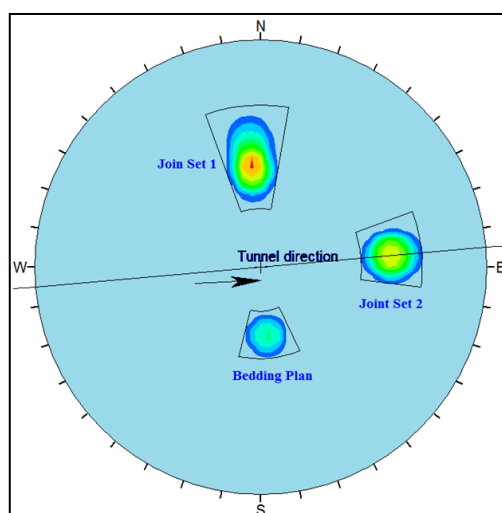
شکل ۳-۱۳- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی‌ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۱ الی ۱۱ تونل



شکل ۳-۱۴- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۱۲ الی ۱۶ تونل



شکل ۳-۱۵- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۱۷ الی ۲۰ تونل



شکل ۳-۱۶- تصویر استریوگرافیک ناپیوستگی ها به همراه امتداد تونل برای مقاطع ۲۱ الی ۲۳ تونل

جدول ۳-۱۴ - امتیاز RMR تعدیل شده برای مقاطع تونل

شماره مقطع	RMR	شماره مقطع	RMR
۱	۲۹	۱۳	۵۳
۲	۳۱	۱۴	۳۸
۳	۴۲	۱۵	۶۱
۴	۴۳	۱۶	۴۷
۵	۴۶	۱۷	۵۷
۶	۶۰	۱۸	۵۳
۷	۵۶	۱۹	۵۰
۸	۵۲	۲۰	۴۲
۹	۵۹	۲۱	۵۵
۱۰	۵۵	۲۲	۵۳
۱۱	۳۷	۲۳	۵۵
۱۲	۵۷		

جدول ۳-۱۵ - بررسی آماری امتیازهای داده شده برای پارامترهای RMR

پارامترها	مقدار حداقل	مقدار حداکثر	میانگین
مقاومت فشاری تک محوره	۲	۷	۵/۴
شاخص کیفیت مغزه حفاری	۳	۱۳	۹/۱
فاصله داری ناپیوستگی ها	۸	۱۰	۸/۸
شرایط ناپیوستگی ها	۱۱	۳۰	۲۳/۱
آب زیرزمینی	۱۵	۱۵	۱۵
RMR	۳۱	۶۱	۴۹/۳

۳-۴ - بررسی سایر مطالعات موردی

تونل البرز یکی از تونل‌های بزرگی است که در طول آزاد راه تهران شمال و رشته کوه البرز با طول تقریبی ۶۴۰۰ متر در حال ساخت است و شهر تهران را به مناطق ساحلی دریای خزر در شمال کشور مرتبط می‌سازد (شکل ۳-۱۷). سنگ‌های حفاری شده در طول این تونل شامل توف و انیدرید متعلق به تشکیلات کرج می‌شوند. توف‌ها در سه رنگ خاکستری، سبز و سیاه هستند. توف‌های سیاه دارای دانه‌بندی ریز، و توف‌های سبز و خاکستری دارای دانه‌بندی درشت‌تری هستند. چگالی سنگ‌ها بین ۲/۶ تا ۲/۸ کیلوگرم بر متر مکعب اندازه‌گیری شده است (Mohammadi et al, 2015). اطلاعات تونل البرز در پیوست شماره ۲ ارائه شده است.

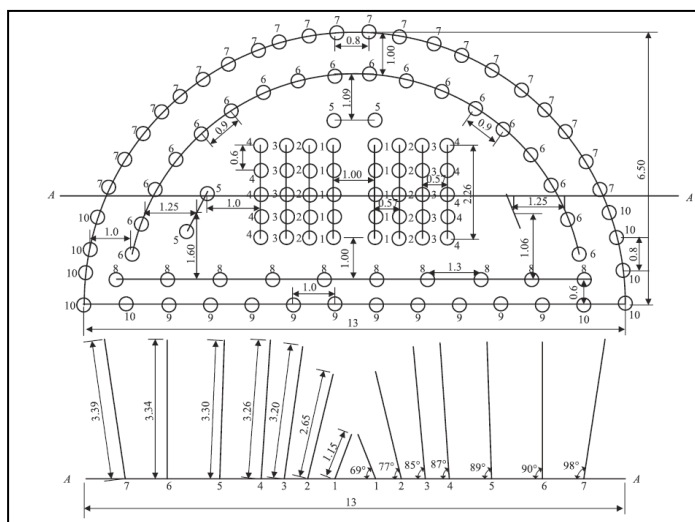
مسیر حفاری تونل دارای چهار عدد دسته ناپیوستگی شامل سه دسته درزه به همراه صفحات لایه بندی می‌شود. امتداد لایه بندی تقریباً موازی با محور تونل بوده و مقدار شیب آن به طور متوسط

۱۵ درجه و جهت شیب آن دارای آزیموت ۲۴۴ درجه است. مقدار فاصله‌داری لایه بندی بین ۶ تا ۵۰ سانتیمتر متغیر است. دسته درزه شماره ۱ دارای شیب ۶۵ درجه و جهت شیب ۸۶ درجه بوده و فاصله‌داری آن بین ۳۵ تا ۴۵ سانتیمتر متغیر است. شیب و جهت شیب دسته درزه شماره ۲ به ترتیب ۷۸ و ۱۴۰ درجه اندازه‌گیری شده و فاصله‌داری آن بین ۲۰ تا ۲۵ سانتیمتر متغیر است. دسته درزه شماره ۳ نیز دارای شیب و جهت شیب ۸۴ و ۱۸۳ درجه بوده و فاصله‌داری آن بین مقادیر ۱۵ تا ۱۸ سانتیمتر متغیر است (Hosseini et al, 2015).

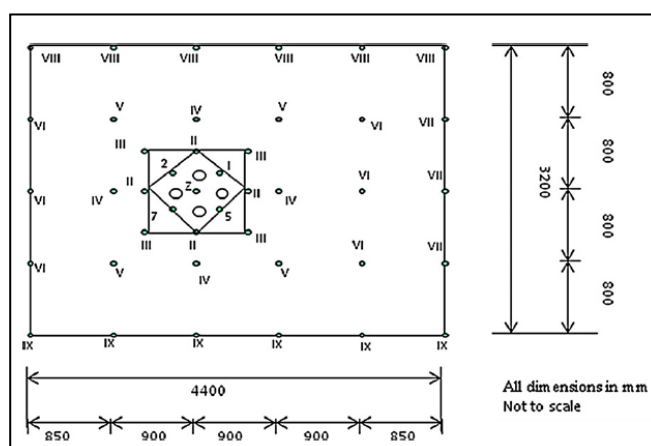
مقدار مقاومت فشاری تک محوره برای توف‌ها در محدوده‌ی ۴۸ تا ۱۵۸ مگاپاسکال و برای انیدرید بین ۳۷ تا ۶۸ مگاپاسکال تغییر می‌کند. همچنین مقدار امتیاز توده سنگ در محدوده‌ی ۱۸ تا ۷۰ متغیر است. مساحت مقطع تونل ۶۵/۵۵ متر مربع است. برای عملیات انفجار تونل از فشنگ‌های امولایت با قطر ۳۵ میلیمتر استفاده شده و از رس فشرده برای گل‌گذاری چال‌ها استفاده شده است. قطر چال‌های انفجاری ۵۷ میلیمتر و از چاشنی‌های انفجاری با تأخیر ۰/۵ ثانیه استفاده شده است. شکل (۳-۱۸) نمای کلی از الگوی انفجار در تونل البرز را نشان می‌دهد (Mohammadi et al, 2015). مطالعه موردی بعدی شامل پنج عدد تونل افقی حفاری شده در کشور هندوستان می‌شود. تونل شماره یک دارای ابعاد ۱۴/۴ مترمربع است (شکل ۳-۱۹). سنگ میزبان در این تونل شیست کلریتی سرسیتی با چگالی ۲/۸۱ تن بر متر مکعب است. شاخص کیفیت توده سنگ در این تونل برابر با ۸۲ درصد و مقدار مقاومت فشاری تک محوره‌ی سنگ میزبان تونل، ۶۳ مگاپاسکال اندازه‌گیری شده است. همچنین طول چال‌های حفر شده ۳/۲ متر و ماده منفجره بکار رفته از نوع امولسیون بوده است. مقدار امتیاز سیستم Q در تونل شماره یک برابر با ۶/۱۵ به دست آمده است (Dey&Murthy, 2012)



شکل ۳-۱۷ - موقعیت تونل البرز (Mohammadi et al, 2015)

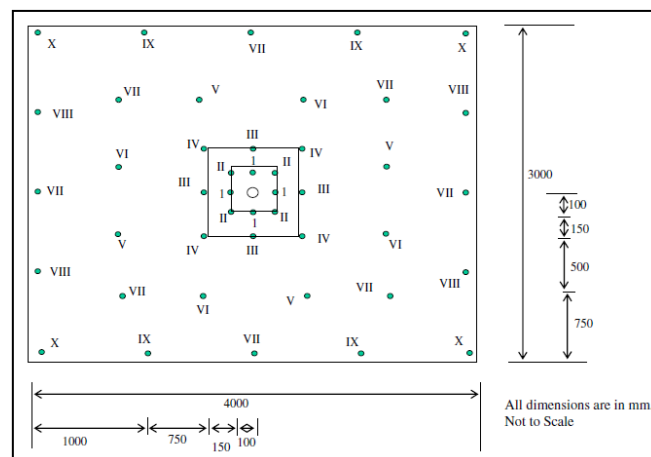


شکل ۳-۱۸- نمای نمونه از الگوی انفجار در تونل البرز (Mohammadi et al, 2015)

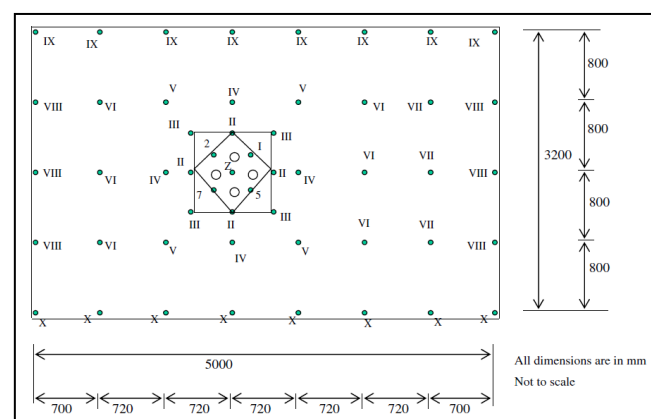


شکل ۳-۱۹- نمای نمونه از الگوی انفجار در تونل شماره یک (Dey&Murthy, 2012)

تونل شماره دو دارای مساحت ۱۲ مترمربع است (شکل ۳-۲۰). سنگ میزبان در این تونل شیست کلریتی با چگالی ۲/۹۲ تن بر متر مکعب است. شاخص کیفیت توده سنگ در این تونل برابر با ۸۴ درصد و مقدار مقاومت فشاری تک محوره سنگ میزبان تونل، ۱۰۴ مگاپاسکال اندازه گیری شده است. همچنین طول چال های حفر شده از ۱/۵ متر تا ۳/۲ متر در مقاطع مختلف متغیر بوده و ماده منفجره بکار رفته از نوع امولسیون بوده است. مقدار امتیاز سیستم Q در این تونل برابر با ۸/۴۰ به دست آمده است. در تونل شماره یک و دو به منظور ایجاد فضای کافی برای نصب تجهیزات تهویه هوا، مقطع اولیه تونل با مساحت ۱۶ مترمربع ایجاد شده است (شکل ۳-۲۱) (Dey&Murthy, 2012).

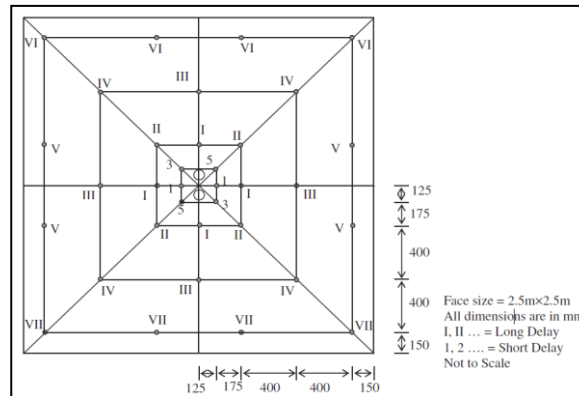


شکل ۳-۲- نمای نمونه از الگوی انفجار در تونل شماره دو (Dey&Murthy, 2012)



شکل ۳-۲۱- نمای نمونه از الگوی انفجار مقاطع اولیه در تونل شماره یک و دو (Dey&Murthy, 2012)

تونل‌های شماره سه، چهار و پنج، بازکننده‌های یک معدن کرومیت هستند که برای اهداف مختلف حفر شده‌اند و هر سه دارای ابعاد ۶/۲۵ مترمربع هستند (شکل ۳-۲۲). سنگ میزبان در تونل شماره سه که یک تونل عمود بر لایه است از نوع سرپانتینیت و تشکیلات نازک کرومیت است. چگالی سنگ میزبان در این تونل ۳/۲۴ تن بر متر مکعب است. سنگ میزبان در تونل شماره چهار نیز از نوع سرپانتینیت با چگالی ۲/۹۸ تن بر متر مکعب است. همچنین سنگ میزبان در تونل شماره پنج از نوع تشکیلات کرومیت سخت با چگالی ۳/۳۵ است. شاخص کیفیت توده سنگ در تونل سه، چهار و پنج به ترتیب برابر با ۸۵، ۸۲ و ۸۷ درصد و مقدار مقاومت فشاری تک محوره‌ی سنگ میزبان به ترتیب ۶۷، ۸۱ و ۱۰۰ مگاپاسکال اندازه‌گیری شده‌اند. همچنین طول چال‌های حفر شده در هر سه تونل ۱/۵ متر و ماده منفجره بکار رفته از نوع امولسیون بوده است. مقدار امتیاز سیستم Q در تونل شماره سه، چهار و پنج به ترتیب برابر با ۷/۴۸، ۷/۲۱ و ۷/۶۶ به دست آمده است (Dey&Murthy, 2012). اطلاعات پنج تونل افقی بررسی شده در پیوست شماره ۳ ارائه شده است.



شکل ۳-۲۲- نمای نمونه از الگوی انفجار مقاطع شماره سه، چهار و پنج (Dey&Murthy, 2012)

اطلاعات پارامترهای زمین‌شناسی به دست آمده از تونل البرز و معدن زغالسنگ طزره بر اساس امتیاز توده سنگ (RMR) هستند. بنابراین با توجه به این که اطلاعات پارامترهای زمین‌شناسی تونل های حفاری شده در کشور هندوستان بر اساس سیستم Q هستند، با استفاده از رابطه (۳-۵) که توسط بیناویسکی ارائه شده است (Singh&Goel, 2011)، مقادیر آنها در مقیاس امتیاز توده سنگ محاسبه شده است (جدول ۳-۱۶).

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \quad (۳-۵)$$

جدول ۳-۱۶- تبدیل مقادیر امتیاز سیستم Q به امتیاز توده سنگ

شماره تونل	Q	RMR
تونل ۱	۶/۱۵	۶۰
تونل ۲	۸/۴۰	۶۳
تونل ۳	۷/۴۸	۶۲
تونل ۴	۷/۲۱	۶۲
تونل ۵	۷/۶۶	۶۲

۳-۵- پارامترهای ورودی مدل های پیش‌بینی کننده

با توجه به اطلاعاتی که از سه مورد مطالعاتی مد نظر قرار گرفته در دسترس بود و همچنین تحقیقات صورت گرفته توسط سایر محققین، پارامترهایی که شامل عوامل قابل کنترل، غیرقابل کنترل و نیمه قابل کنترل می‌شوند، به عنوان متغیرهای مستقل (ورودی) برای ایجاد مدل‌ها انتخاب شدند. این پارامترها شامل مساحت مقطع تونل، نسبت وزن خرج چال‌های محیطی به مقدار بارسنگ چال‌های محیطی، خرج ویژه کل مقطع، حفاری ویژه کل مقطع و مقدار امتیاز توده سنگ می‌شوند (جدول ۴-۱۷). در کل ۲۶۷ عدد دسته داده برای ساخت مدل‌های پیش‌بینی کننده پس‌شکست جمع‌آوری شد

و به منظور ایجاد مدل‌ها، ۲۳۲ عدد از دسته داده‌ها برای آموزش و ساخت مدل‌ها و ۳۵ عدد از دسته داده‌ها برای آزمون مدل‌ها انتخاب شدند.

جدول ۳-۱۷- متغیرهای ورودی و خروجی مدل‌های توسعه یافته برای پیش‌بینی پس‌شکست به همراه نماد آن‌ها

نوع داده	پارامترها	نماد	مقدار حداقل	مقدار حداکثر
ورودی	مساحت مقطع (m^2)	A	۶/۲۵	۶۵/۵۵
	نسبت خرج چال‌های محیطی به بارسنگ	PB	۲/۷۷	۱۲۸/۸
	چال‌های محیطی (Kg/m)			
	خرج ویژه کل مقطع (Kg/m^3)	SC	۰/۵۵	۵/۰۸
	حفاری ویژه کل مقطع (m/m^3)	SD	۰/۹۲	۵/۴۴
خروجی	امتیاز توده سنگ (%)	RMR	۱۸	۷۰
	پس‌شکست (%)	OB	۰/۳۴	۲۹/۹۷

۳-۶- جمع بندی فصل

در این فصل مطالعات موردی این پایان نامه و همچنین نحوه‌ی تعیین میزان پس‌شکست، اطلاعات عوامل قابل کنترل و غیر قابل کنترل شرح داده شد. با توجه به مطالب گفته شده، برای برداشت مقطع تونل و محاسبه‌ی میزان پس‌شکست از دستگاه ساخته شده توسط نویسندگان استفاده شده است. این دستگاه با استفاده از سیستم مختصات قطبی عمل کرده و با استفاده از طول‌ها و زاویه‌های به دست آمده از آن می‌توان شکل مقطع تونل بعد از هر عملیات انفجار را رسم کرد. با به دست آوردن مقدار پس‌شکست برای مقاطع تونل، اطلاعات متغیر وابسته در مسأله‌ی پیش‌بینی پدیده پس‌شکست تعیین می‌شود. برای تعیین مقادیر متغیرهای مستقل مسأله که متشکل از عوامل قابل کنترل و غیر قابل کنترل هستند، در هر مقطع تونل قبل از عملیات انفجار اقدام به برداشت اطلاعات مورد نیاز شده است. برای کسب اطلاعات عوامل قابل کنترل، الگوی چالزنی و انفجار برداشت شده، و همچنین برای کسب اطلاعات عوامل غیر قابل کنترل از خط برداشت استفاده شده است.

فصل ۴

پیش‌بینی پدیده پس‌شکست

۴-۱- مقدمه فصل

در این فصل با استفاده از روش‌های رگرسیون چندگانه خطی و غیرخطی، منطق فازی، شبکه‌های عصبی مصنوعی، سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی^۱ و ماشین بردار پشتیبان^۲، مدل‌هایی برای پیش‌بینی پدیده پس‌شکست ارائه شده و نتایج آن‌ها با یکدیگر مقایسه شده است. باید به این نکته اشاره کرد که روش‌های آماری جز روش‌های بهینه‌سازی هوشمند نیستند و تنها برای مقایسه نتایج مورد استفاده قرار گرفته‌اند.

۴-۲- پیش‌بینی پس‌شکست با رگرسیون چندگانه

از وجود ارتباط میان دو متغیر، می‌توان برای پیش‌بینی مقدار یک متغیر (وابسته) از روی متغیر دیگر (مستقل) استفاده نمود. بنابراین، به منظور پیدا کردن مدل پیش‌بینی پس‌شکست، آنالیز رگرسیون چندگانه با استفاده از اطلاعات عوامل قابل کنترل و غیر قابل کنترل و مقادیر پس‌شکست که به ترتیب متغیر مستقل و وابسته مسأله هستند، به کار گرفته شده است. هدف از این روش این است که عواملی شناسایی شوند که پس‌شکست‌ها را تفسیر کنند.

۴-۱-۱- مدل رگرسیون چندگانه خطی

رگرسیون چندگانه به دنبال ارتباط بین یک سری از متغیرهای مستقل با متغیر وابسته است. تحلیل رگرسیونی چندگانه به جای یک عرض از مبدأ و یک ضریب زاویه‌ای با مقدار ثابت، دارای چند ضریب است که هر کدام متعلق به یک متغیر مستقل هستند. این ضرایب به عنوان ضرایب رگرسیون جزئی نامیده می‌شوند. در صورت وجود متغیرهای مستقل $x_1, x_2, \dots, x_n$ ، اگر بخواهیم ارتباط خطی بین آن‌ها و متغیر y که به آن‌ها وابسته است ایجاد کنیم، رابطه زیر باید بین آن‌ها برقرار باشد:

$$y = a_0 + a_1x_1 + a_2x_2 + \dots + a_nx_n \quad (۱-۴)$$

برای استفاده از روش رگرسیون خطی چندگانه پیش فرض‌هایی در نظر گرفته می‌شود. اگر این پیش فرض‌ها برقرار باشند، می‌توان از رگرسیون خطی چندگانه استفاده کرد. پیش فرض‌ها عبارتند از (بهنام‌فر و راستی، ۱۳۹۴):

- مقادیر باقیمانده^۳ (اختلاف مقدار واقعی با مقدار پیش‌بینی شده) دارای توزیع نرمال باشند.

1- Adaptive Neuro-Fuzzy Inference System (ANFIS)
2- Support Vector Machine (SVM)

3- Residual
4- Autocorrelation

5- Multicollinearity

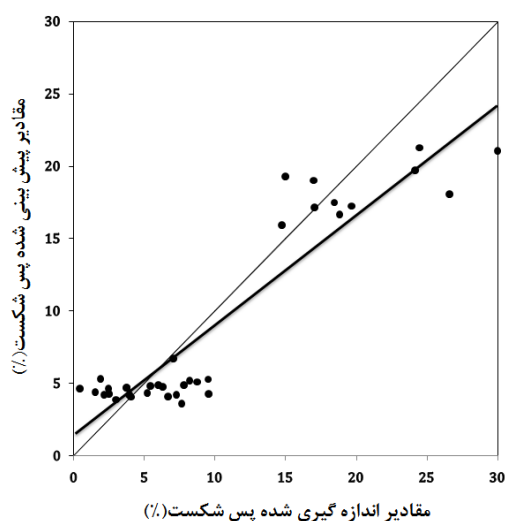
- استقلال خطاها (بررسی مشکل خود همبستگی^۴ بین خطاها)
 - هم خط نبود متغیرهای مستقل^۵

برای بررسی نرمال بودن مقادیر باقیمانده می‌توان از هیستوگرام استفاده کرد. به منظور بررسی استقلال خطاها و این که آیا بین خطاها همبستگی وجود دارد از آزمون دوربین واتسون استفاده می‌شود. مقدار این آزمون بین ۰ تا ۴ تغییر می‌کند (بهنام‌فر و راستی، ۱۳۹۴). از این رو، پس از تعیین مقدار آزمون دوربین واتسون، برای بررسی وضعیت همبستگی خطاها از جدول دوربین واتسون استفاده می‌شود.

هنگامی که رگرسیون چندگانه اجرا می‌شود، مشکل هم خطی بین متغیرهای مستقل نیز باید کنترل شود. این مسئله هنگامی روی می‌دهد که همبستگی در بین متغیرهای مستقل قوی باشد. بنابراین خطای استاندارد و ضرایب افزایش یافته، منجر به جمع‌بندی نادرست رگرسیون چندگانه می‌شوند. فاکتور تورم واریانس^۱ و حد قابل قبول خطا^۲، معمولاً برای بررسی کردن مشکل هم خط بودن متغیرهای مستقل استفاده می‌شوند. اگر دو متغیر مستقل هیچ همبستگی‌ای نداشته باشند، مقدار فاکتور تورم واریانس برابر یک می‌شود. به طور معمول اگر مقدار فاکتور تورم واریانس بیشتر از ۱۰ باشد، مشکل هم خطی وجود دارد. حد قابل قبول خطا عکس مقدار فاکتور تورم واریانس است. اگر مقدار آن کمتر از ۰/۱ باشد، مشکل هم خطی بودن متغیرهای مستقل وجود خواهد داشت (Jang&Topal, 2013).

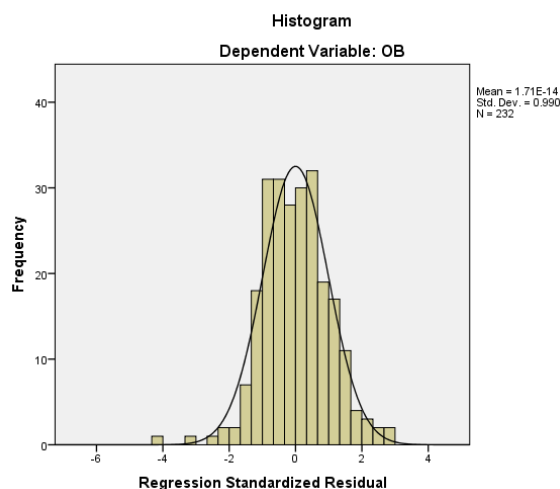
برای ساخت مدل رگرسیون خطی چندگانه از نرم افزار SPSS 22 و روش همزمان و سطح معناداری ۰/۰۵ استفاده شده است. در نهایت، رابطه‌ی (۱-۴) با ضریب تعیین ۰/۷۵ به عنوان مدل شماره ۱ به دست آمد. شکل (۱-۴) نتایج استفاده از داده‌های آزمون مدل رگرسیونی را نشان می‌دهد. مقدار ضریب تعیین آزمون مدل رگرسیون خطی ۰/۸۵ به دست آمده است.

$$\begin{aligned} OB = 24.566 - 0.274[A] + 0.026[PB] - 2.506[SC] \\ + 0.665[SD] - 0.008[RMR] \end{aligned} \quad (1-4)$$



شکل ۴-۱- مقایسه مقادیر اندازه گیری شده و پیش‌بینی شده پس شکست با کمک مدل رگرسیون خطی چندگانه

هنگام به کارگیری روش رگرسیون چندگانه خطی باید پیش‌فرض‌های نرمال بودن توزیع خطاها، استقلال خطاها و عدم وجود خود همبستگی بین متغیرهای مستقل بررسی شوند. با توجه به شکل (۴-۲) مشخص است که مقادیر باقیمانده رگرسیون چندگانه مدل (۱) دارای توزیع نرمال هستند.



شکل ۴-۲- هیستوگرام مقادیر باقیمانده رگرسیون چندگانه خطی (مدل ۱)

مقدار آزمون دوربین واتسون مدل رگرسیون برابر با $1/0.42$ به دست آمده است. با اطلاع از تعداد داده‌ها (۲۳۲ عدد) و متغیرهای مستقل (۵ عدد) و استفاده از جدول دوربین واتسون مقدار حد بالا و پایین مقدار آزمون دوربین واتسون برای مدل ساخته شده به ترتیب برابر با $1/8.19$ و $1/7.48$ تعیین شد. مقدار $1/0.42$ کمتر از حد پایین است و شواهد آماری حاکی از عدم استقلال خطاها و وجود خود همبستگی مثبت بین مقادیر خطا است. در نتیجه چون شرط استقلال خطاها برقرار نیست، نمی‌توان از رگرسیون خطی چندگانه در این مورد خاص استفاده کرد. علاوه بر این، با توجه به شکل (۴-۱)،

خط برازش با خط نیم‌ساز ربع اول اختلاف زیادی داشته و به طور کلی عملکرد مدل رگرسیون خطی برای پیش‌بینی پس‌شکست در این مسأله مطلوب نیست.

۴-۱-۲- مدل رگرسیون چندگانه غیرخطی

همان‌طور که در قسمت قبل مشاهده شد، مدل رگرسیون چندگانه خطی در ارائه یک رابطه ریاضی مناسب محدودیت داشت. متغیرهای مستقل و وابسته در این مطالعه ارتباطی غیرخطی با یک دیگر دارند. بنابراین رگرسیون چندگانه غیرخطی برای پیش‌بینی پس‌شکست مورد استفاده قرار گرفت. رگرسیون غیرخطی مدل‌های مختلفی وجود دارد که می‌توان به مدل‌های درجه ۲، درجه ۳، درجه ۴، لگاریتمی و معکوس اشاره کرد. برای تهیه مدل غیرخطی، ابتدا مدل غیرخطی هرکدام از متغیرهای مستقل با متغیر وابسته تعیین شده است. نتایج این کار در جدول (۴-۱) آورده شده است. با توجه به جدول مورد نظر، مدل غیرخطی درجه ۳ و درجه ۴ بیشترین ضریب تعیین را بین متغیرهای مستقل و متغیر وابسته داشته است. در نتیجه می‌توان مدل رگرسیون چندگانه غیرخطی را به صورت زیر در نظر گرفت:

$$OB = a_0 + a_1[A^3] + a_2[PB^3] + a_3[SC^4] + a_5[SD^4] + a_6[RMR^4] \quad (2-4)$$

جدول ۴-۱- خلاصه‌ای از مدل‌های متغیرهای مستقل

متغیرهای مستقل	ضریب تعیین				
	خطی	لگاریتمی	درجه ۲	درجه ۳	درجه ۴
A	۰/۷۳۷	۰/۴۱۴	۰/۷۲۸	۰/۸۴۹	۰/۸۵۲
PB	۰/۱۷۰	۰/۰۳۶	۰/۲۱۷	۰/۳۱۲	۰/۳۳۳
SC	۰/۰۷۴	۰/۰۱۶	۰/۰۸۸	۰/۱۹۸	۰/۲۰۳
SD	۰/۴۶۵	۰/۲۰۹	۰/۵۱۷	۰/۵۷۷	۰/۵۷۹
RMR	۰/۰۲۴	۰/۰۳۵	۰/۰۲۸	۰/۰۳۱	۰/۰۴۳
متغیر وابسته: OB					

با استفاده از آنالیز رگرسیون غیرخطی چندگانه رابطه (۴-۳) با ضریب تعیین ۰/۶۹ به عنوان مدل اولیه غیرخطی به دست آمد.

$$OB = 16.66 - (4.2 \times 10^{-5})[A^3] + (3.007 \times 10^{-6})[PB^3] - 0.013[SC^4] + 0.005[SD^4] + (4.04 \times 10^{-9})[RMR^4] \quad (3-4)$$

با توجه به پایین بودن مقدار ضریب تعیین مدل، برای تهیه رابطه نهایی، ترکیب‌های مختلف مدل‌های غیرخطی به دست آمده بین متغیرهای مستقل و متغیر وابسته مورد بررسی قرار گرفته و

مدل‌های غیرخطی مختلفی ساخته شدند. نتایج ۴ نمونه از مدل‌های ساخته شده در جدول (۴-۲) ارائه شده‌اند. با توجه به نتایج مدل شماره ۴ (رابطه ۴-۴) با ضریب تعیین ۰/۷۱ به عنوان مدل نهایی غیرخطی پیش‌بینی کننده انتخاب شد.

جدول ۴-۲- تعدادی از مدل‌های غیرخطی ساخته شده

شماره مدل	نوع مدل متغیرهای مستقل					R ²
	A	PB	SC	SD	RMR	
۱	خطی	درجه ۲	درجه ۴	درجه ۳	خطی	۰/۶۸
۲	لگاریتمی	درجه ۲	درجه ۴	درجه ۳	درجه ۲	۰/۶۶
۳	درجه ۴	درجه ۳	لگاریتمی	درجه ۲	لگاریتمی	۰/۷۰
۴	درجه ۴	درجه ۳	لگاریتمی	خطی	لگاریتمی	۰/۷۱

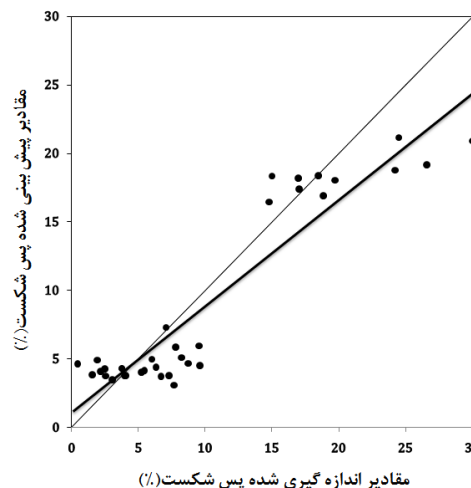
$$OB = 22.536 - (7.699 \times 10^{-7})[A^4] + (3.14 \times 10^{-6})[PB^3] - 5.504[\ln(SC)] + 1.261[SD] - 1.121[\ln(RMR)] \quad (4-4)$$

در جدول (۴-۳) مقادیر پیش‌بینی شده با کمک مدل نهایی غیرخطی، ارائه شده است. همچنین شکل (۴-۳) نتایج استفاده از داده‌های آزمون روی مدل رگرسیون غیرخطی را نشان می‌دهد. مقدار ضریب تعیین آزمون مدل غیرخطی ۰/۸۷ به دست آمده است. با استفاده از رابطه (۴-۵) مقدار میانگین مربعات خطا^۱ مدل برابر با ۱۰/۱۵ به دست آمده است. با توجه به مقدار میانگین مربعات خطا و همچنین اختلاف خط برازش با خط نیم‌ساز ربع اول، مدل غیر خطی برای پیش‌بینی پس‌شکست در این مسأله عملکرد مطلوبی نداشته است. شکل (۴-۴) اختلاف مقادیر پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری پس‌شکست را نشان می‌دهد.

$$MSE = \sum_{i=1}^n (OB_{ipredicted} - OB_{imeasured})^2 / N \quad (4-5)$$

در این رابطه N تعداد داده‌ها، $OB_{ipredicted}$ و $OB_{imeasured}$ به ترتیب i امین عنصر پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری شده هستند.

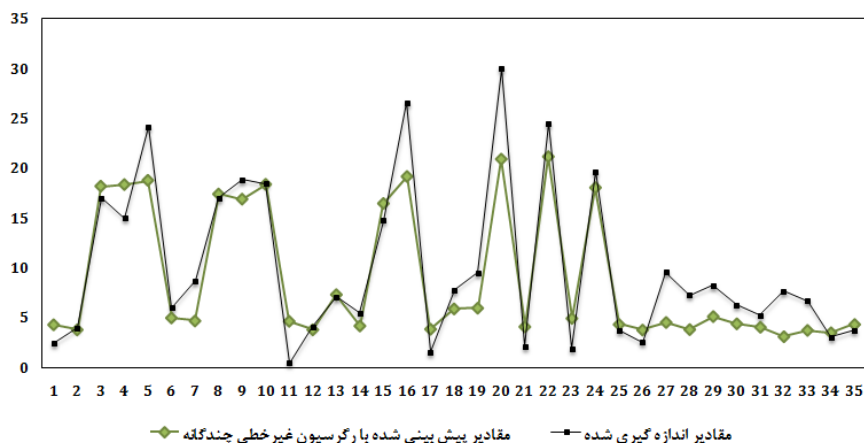
1- Mean Square Error (MSE)



شکل ۴-۳- مقایسه مقادیر اندازه گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل رگرسیون غیرخطی چندگانه

جدول ۴-۳- نتایج مدل نهایی رگرسیون چندگانه غیرخطی

مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش- بینی شده (%)
۱	۲/۴۴	۴/۳۱	۱۳	۷/۰۴	۷/۳۳	۲۵	۳/۷۳	۴/۳۰
۲	۳/۹۳	۳/۸	۱۴	۵/۴۲	۴/۱۹	۲۶	۲/۵۰	۳/۷۸
۳	۱۶/۹۴	۱۸/۲۲	۱۵	۱۴/۷۳	۱۶/۵۰	۲۷	۹/۵۵	۴/۵۴
۴	۱۴/۹۶	۱۸/۳۸	۱۶	۲۶/۵۵	۱۹/۱۹	۲۸	۷/۲۵	۳/۸۳
۵	۲۴/۱۵	۱۸/۸۰	۱۷	۱/۵۲	۳/۹۰	۲۹	۸/۱۸	۵/۱۳
۶	۵/۹۷	۵	۱۸	۷/۷۷	۵/۹۰	۳۰	۶/۳۰	۴/۴۱
۷	۸/۷۱	۴/۶۹	۱۹	۹/۵۱	۵/۹۸	۳۱	۵/۲۰	۴/۰۶
۸	۱۷/۰۱	۱۷/۴۲	۲۰	۲۹/۹۷	۲۰/۹۳	۳۲	۷/۶۳	۳/۱۲
۹	۱۸/۸۰	۱۶/۹۱	۲۱	۲/۱۳	۴/۱۰	۳۳	۶/۶۷	۳/۷۵
۱۰	۱۸/۴۳	۱۸/۴۰	۲۲	۲۴/۴۵	۲۱/۱۸	۳۴	۳	۳/۵۱
۱۱	۰/۴۳	۴/۶۶	۲۳	۱/۸۹	۴/۹۴	۳۵	۳/۷۳	۴/۳۴
۱۲	۴/۰۳	۳/۸۱	۲۴	۱۹/۶۶	۱۸/۰۷			



شکل ۴-۴- اختلاف مقادیر اندازه گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل رگرسیون غیرخطی چندگانه

۴-۲- مدل شبکه عصبی مصنوعی

شبکه‌های عصبی یک سری سلول‌های عصبی خیلی ساده‌اند که با یکدیگر در ارتباط هستند. در مغز انسان ^{۱۱} ۱۰ سلول عصبی وجود دارد که هر کدام با ^۴ ۱۰ سلول عصبی دیگر در ارتباط هستند. بنابراین ^{۱۵} ۱۰ تا اتصال در مغز انسان وجود دارد. در شبکه‌های عصبی معمولی نیز چنین چیزی وجود دارد [اکبرزاده توتونچی، ۱۳۸۹]. انواع شبکه‌های عصبی شامل شبکه هاپفیلد، شبکه کوهونن و شبکه پرسپترون می‌شوند که متداول ترین انواع شبکه‌های عصبی، شبکه‌های پرسپترون چند لایه هستند. شبکه‌های نام برده قادر به حل بسیاری از مسائل پیچیده و مشکل هستند. این شبکه‌ها نیز ساختار کلی شبکه‌های عصبی شامل سه لایه ورودی، میانی و خروجی را دارا هستند و این امکان وجود دارد که به تعداد دلخواه لایه میانی در نظر گرفته شود ولی امروزه به اثبات رسیده است که شبکه‌های با یک لایه میانی قادر به حل کلیه مسائل خواهند بود (شهابی فر، ۱۳۸۳).

همانطور که گفته شد هر شبکه عصبی پرسپترون حداقل از سه لایه تشکیل شده است که به ترتیب شامل لایه ورودی، لایه میانی یا پنهان و لایه خروجی می‌شود (شهابی فر، ۱۳۸۳). لایه ورودی برای دریافت اطلاعات خامی است که به شبکه وارد می‌شوند. عملکرد لایه‌های پنهان به وسیله ورودی‌ها و وزن ارتباط بین آن‌ها و لایه‌های پنهان تعیین می‌شود. وزن‌های بین واحدهای ورودی و پنهان تعیین می‌کند که چه وقت یک واحد پنهان باید فعال شود.

۴-۲-۱- ساخت مدل شبکه عصبی برای پیش‌بینی پس‌شکست

شبکه عصبی مصنوعی یک مدل غیرخطی است که در مقایسه با روش‌های آماری به سادگی قابل استفاده و فهمیدن است. شبکه عصبی مصنوعی برخلاف بسیاری از روش‌های آماری که پارامتری هستند، غیر پارامتری است. در نتیجه نیازی به یک پیش‌زمینه قوی آماری ندارد. در این بخش مدل شبکه عصبی پیش‌بینی پس‌شکست ارائه شده است. برای ساخت شبکه عصبی از نرم افزار Neuroph Studio استفاده شده است. برای ساخت مدل مناسب، شبکه‌های عصبی چند لایه پرسپترون مختلف مورد بررسی قرار گرفتند. برای آموزش شبکه عصبی از روش رو به جلو با روال انتشار برگشتی خطا به صورت باسرپرست استفاده شده است. همچنین برای جلوگیری از وقوع مشکل بیش آموزشی^۱ نمودار خطای آموزش در مقایسه با خطای آزمون رسم شده است. با توجه به این نمودار، هنگامی که مقدار

1- Over-training

خطای آزمون شروع به افزایش یافتن کند، آموزش متوقف می‌شود و مقدار پارامترهای مدل در آخرین تکرار قبل از زیاد شدن خطا به عنوان پارامترهای نهایی مدل در نظر گرفته می‌شوند.

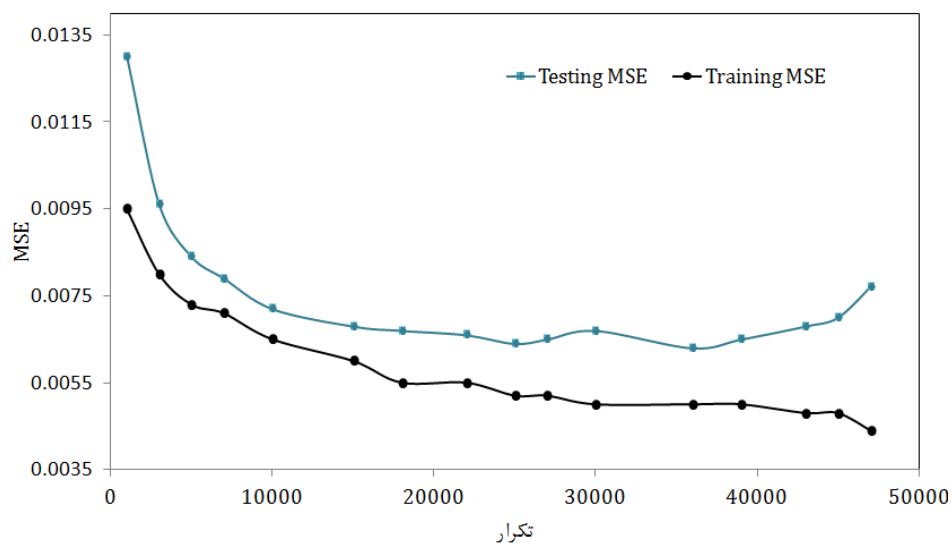
اطلاعات برخی از شبکه‌های استفاده شده در جدول (۴-۴) آورده شده است. عملکرد شبکه‌های ساخته شده بر اساس مقدار میانگین مربعات خطای آن‌ها در مرحله‌ی آموزش و آزمون مدل‌ها با یکدیگر مقایسه شده است. قبل از اعمال داده‌ها به شبکه عصبی، مقادیر متغیرهای ورودی و خروجی با استفاده از رابطه (۴-۶) نرمال سازی و تبدیل به اعداد بین صفر و یک شده و سپس برای آموزش و آزمون شبکه استفاده شدند. در این رابطه، $X_{\max}$ مقدار حداکثر متغیر، $X_{\min}$ مقدار حداقل متغیر، X_0 مقدار متغیر و X_n مقدار یکه سازی شده‌ی آن متغیر است.

$$X_n = (X_o - X_{\min}) / (X_{\max} - X_{\min}) \quad (۴-۶)$$

جدول ۴-۴- شبکه‌های عصبی بررسی شده با ساختارهای متفاوت

شماره مدل	ساختار مدل	تابع تحریک (از چپ به راست)	MSE آزمون	R^2 آزمون
۱	۵-۶-۳-۱	سیگموئید-سیگموئید-سیگموئید	۵/۳۳	۰/۹۱
۲	۵-۶-۳-۱	سیگموئید-سیگموئید-تانژانت هایپربولیک	۶/۴۲	۰/۹۰
۳	۵-۶-۳-۱	سیگموئید-تانژانت هایپربولیک-تانژانت هایپربولیک	۴/۸۶	۰/۹۱
۴	۵-۱۰-۵-۱	تانژانت هایپربولیک-سیگموئید-سیگموئید	۶/۳۶	۰/۹۰
۵	۵-۹-۶-۱	سیگموئید-سیگموئید-سیگموئید	۹/۳۵	۰/۸۳
۶	۵-۵-۲-۱	سیگموئید-سیگموئید-سیگموئید	۱۰/۴۸	۰/۸۰
۷	۵-۴-۴-۱	گوسین-سیگموئید-سیگموئید	۵/۸۸	۰/۸۹
۸	۵-۴-۴-۱	تانژانت هایپربولیک-تانژانت هایپربولیک-سیگموئید	۵/۲۲	۰/۸۷
۹	۵-۴-۴-۱	گوسین-تانژانت هایپربولیک-سیگموئید	۶/۳۱	۰/۸۴
۱۰	۵-۴-۳-۱	سیگموئید-سیگموئید-سیگموئید	۴/۶۴	۰/۹۴

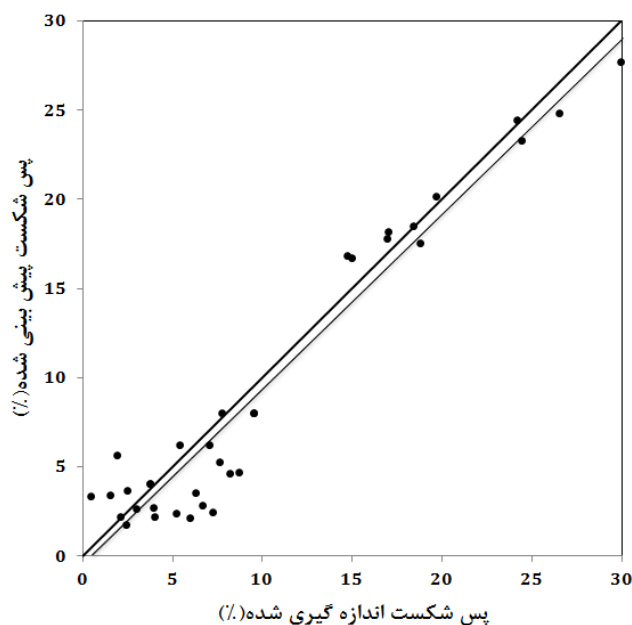
با توجه به نتایج به دست آمده، شبکه عصبی آموزش دیده با ساختار ۵-۴-۳-۱ (مدل شماره ۱۰) به عنوان مدل پیش‌بینی پس‌شکست انتخاب شد. به منظور تعیین تعداد تکرار مناسب برای آموزش شبکه عصبی مصنوعی، در حین آموزش شبکه نمودار خطای آموزش و آزمون مدل برحسب تعداد تکرار رسم شد. با توجه به شکل (۴-۵) مشخص است که از تکرار حدود ۲۳۰۰۰ به بعد با کاهش خطای آموزش مدل، خطای آزمون تغییر چندانی نمی‌کند. در نتیجه برای جلوگیری از ایجاد بیش آموزش در مدل، فرآیند آموزش در تعداد تکرار ۲۲۷۳۲ متوقف شد. اطلاعات کامل مدل منتخب در جدول (۴-۵) ارائه شده است. همچنین نتایج پیش‌بینی مدل منتخب برای داده‌های آموزش و آزمون در شکل‌های (۴-۶) و (۴-۷) نشان داده شده است.



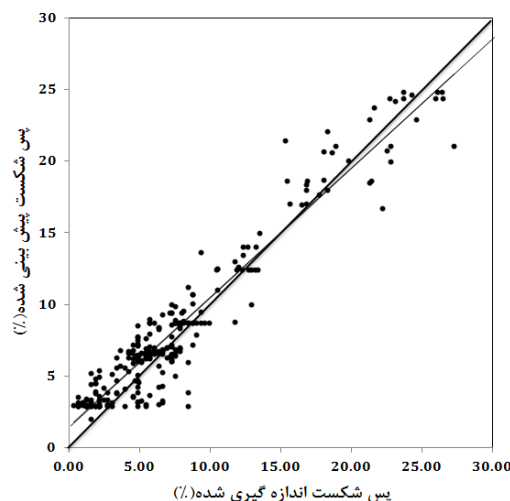
شکل ۴-۵- نمودار خطای آموزش و آزمون مدل شبکه عصبی منتخب بر حسب تعداد تکرار

جدول ۴-۵- اطلاعات مدل منتخب شبکه عصبی برای پیش بینی پس شکست

ساختار مدل	۵-۴-۳-۱
ضریب تعیین آزمون برای داده‌های آموزش	۰/۹۲
میانگین مربعات خطا برای داده‌های آموزش	۳/۷۲
ضریب تعیین آزمون برای داده‌های آزمون	۰/۹۴
میانگین مربعات خطا برای داده‌های آزمون	۴/۶۳
تعداد تکرار مناسب	۲۲۷۳۲



شکل ۴-۶- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده پس شکست با مدل ANN برای داده‌های آزمون



شکل ۴-۷- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده پس‌شکست با مدل ANN برای داده‌های آموزش

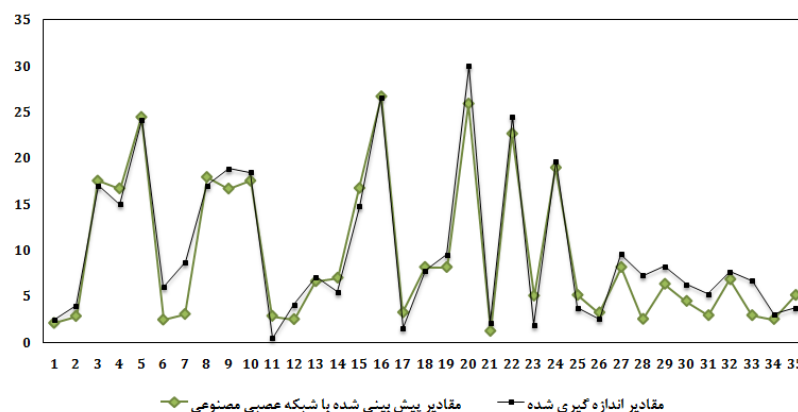
در جدول (۴-۶) مقادیر پیش‌بینی شده با مدل شبکه عصبی مصنوعی آورده شده است. با توجه به نتایج به دست آمده، خط برازش مدل آموزش دیده‌ی شبکه عصبی نسبت به مدل رگرسیون غیرخطی چندگانه اختلاف کمتری با خط نیم‌ساز ربع اول دارد. همچنین در مرحله‌ی آزمون مدل تنها تعدادی از پیش‌بینی‌های انجام شده به خصوص مواردی که پس‌شکست اندازه‌گیری شده مقدار کمی دارد، اختلاف زیادی با مقادیر واقعی متناظرشان دارند.

جدول ۴-۶- نتایج مدل نهایی شبکه عصبی مصنوعی

مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش- بینی شده (%)
۱	۲/۴۴	۱/۷۴	۱۳	۷/۰۴	۶/۲۱	۲۵	۳/۷۳	۴/۰۹
۲	۳/۹۳	۲/۶۹	۱۴	۵/۴۲	۶/۲۲	۲۶	۲/۵۰	۳/۶۹
۳	۱۶/۹۴	۱۷/۸۱	۱۵	۱۴/۷۳	۱۶/۸۵	۲۷	۹/۵۵	۸/۰۴
۴	۱۴/۹۶	۱۶/۷۴	۱۶	۲۶/۵۵	۲۴/۸۱	۲۸	۷/۲۵	۲/۴۶
۵	۲۴/۱۵	۲۴/۴۳	۱۷	۱/۵۲	۳/۴۳	۲۹	۸/۱۸	۴/۶۶
۶	۵/۹۷	۲/۱۲	۱۸	۷/۷۷	۸/۰۴	۳۰	۶/۳۰	۳/۵۲
۷	۸/۷۱	۴/۷۱	۱۹	۹/۵۱	۸/۰۴	۳۱	۵/۲۰	۲/۴۲
۸	۱۷/۰۱	۱۸/۱۷	۲۰	۲۹/۹۷	۲۶/۶۷	۳۲	۷/۶۳	۵/۲۶
۹	۱۸/۸۰	۱۷/۵۱	۲۱	۲/۱۳	۲/۱۹	۳۳	۶/۶۷	۲/۸۴
۱۰	۱۸/۴۳	۱۸/۴۸	۲۲	۲۴/۴۵	۲۳/۲۸	۳۴	۳	۲/۶۲
۱۱	۰/۴۳	۳/۳۷	۲۳	۱/۸۹	۵/۶۵	۳۵	۳/۷۳	۴/۰۹
۱۲	۴/۰۳	۲/۲۳	۲۴	۱۹/۶۶	۲۰/۱۵			

شکل (۴-۸) اختلاف مقادیر پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری پس‌شکست را نشان می‌دهد. با توجه به این شکل مشخص است که مدل ارائه شده نتوانسته است برای برخی از داده‌های آزمون مانند داده های شماره ۶، ۷، ۲۰، ۲۸ و ۳۳ پیش‌بینی مناسبی انجام دهد.

شبکه‌های عصبی مصنوعی با روال انتشار برگشتی خطا در بسیاری از مسائل مربوط به طبقه بندی و پیش‌بینی به طور گسترده استفاده می‌شوند. اما با این حال، شبکه‌ی عصبی مصنوعی یک رهیافت آموزشی است که مانند یک جعبه سیاه عمل می‌کند. در شبکه‌های عصبی مصنوعی ارتباط بین ورودی‌ها و خروجی شبکه قابل تفسیر نیست. همچنین عدم قطعیت‌های موجود در مساله در نظر گرفته نمی‌شوند. در نتیجه، روشی مانند منطق فازی که ارتباط بین ورودی و خروجی مساله را به کمک قواعد فازی بیان می‌کند و همچنین عدم قطعیت‌ها را نیز در نظر می‌گیرد؛ می‌تواند برای پیش‌بینی پس‌شکست مورد استفاده قرار بگیرد.



شکل ۴-۸- اختلاف مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل شبکه عصبی مصنوعی

۴-۳- مدل فازی

در بسیاری از علوم نظیر ریاضیات و منطق، فرض بر این است که مرزها و محدودیت‌های دقیقاً تعریف شده‌ای وجود دارند و یک موضوع خاص یا در محدوده آن مرزها می‌گنجد یا نمی‌گنجد. مواردی چون مرد یا زن، سیاه یا سفید، صفر یا یک و... از این جمله‌اند. در این فلسفه نمی‌توان تا اندازه راستگو بود و هم کمی دروغگو بود. در این فلسفه مرزها کاملاً مشخص و تعریف شده هستند. این باور به صفر و یک‌ها و این منطق دو ارزشی به یونان قدیم و ارسطو می‌رسد. منطق ارسطو اساس ریاضیات کلاسیک را تشکیل می‌دهد. این منطق دقت را فدای سهولت می‌کند. نتایج منطق ارسطویی می‌تواند مطالب ریاضی و پردازش رایانه‌ای را ساده کند. می‌توان با رشته‌ای از صفر و یک‌ها بسیار ساده‌تر از کسرهای کار کرد. اما حالت دو ارزشی نیازمند انطباق‌ورزی و از بین بردن زواید است. گرچه می‌توان مثال‌های فراوانی را ذکر کرد که کاربرد منطق ارسطویی در مورد آن‌ها صحیح باشد، اما باید توجه داشت که نباید آن‌چه را که تنها برای موارد خاص مصداق دارد، به تمام پدیده‌ها تعمیم داد. در این منطق با مسائل بسیار قطعی برخورد می‌شود. حال آنکه دنیای اطراف ما پر است از عدم قطعیت‌ها و ابهامات.

لذا باید به دنبال روش‌هایی بود که بتوانند مسائل توام با ابهام و عدم قطعیت را حل کنند. به عبارت دیگر باید به طریقی ابهام و عدم قطعیت موجود در مسائل را مدل کرد. یک روش موثر و کارآمد برای این منظور استفاده از تئوری مجموعه‌های فازی است (عطائی، ۱۳۸۹). برای ساخت یک مدل فازی، ۴ مرحله باید طی شود. این مراحل به ترتیب فازی سازی، ایجاد پایگاه قواعد فازی، استنتاج فازی و غیرفازی سازی هستند.

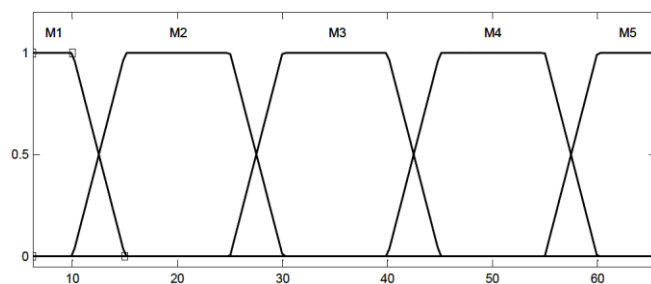
۴-۳-۱- ساخت مدل فازی پیش‌بینی پس‌شکست

در این پایان‌نامه برای ایجاد مدل فازی پیش‌بینی پس‌شکست، از سیستم استنتاج ممدانی استفاده شده است. عملیات فازی‌سازی با استفاده از توابع عضویت (مثلی و دوزنقه‌ای) انتخاب شده برای متغیرهای ورودی مسأله انجام شده است. انتخاب نوع توابع براساس عملکردشان در مدل و به کمک روش سعی و خطا به دست آمده‌اند. از این رو حالت‌های مختلفی برای آن‌ها در نظر گرفته شده و توابع نهایی انتخاب شده برای هر متغیر، عملکرد مطلوب تری نسبت به حالت‌های دیگر داشته‌اند. در واقع زمان بر بودن انتخاب توابع عضویت مناسب و نوشتن قواعد فازی، نقطه ضعف منطق فازی هستند. توابع عضویت متغیرهای ورودی مدل فازی در شکل‌های (۴-۹ تا ۴-۱۳) نشان داده شده است. به منظور ساخت مدل فازی پیش‌بینی کننده از تابع عضویت دوزنقه‌ای برای خروجی مدل استفاده شده است (شکل ۴-۱۴).

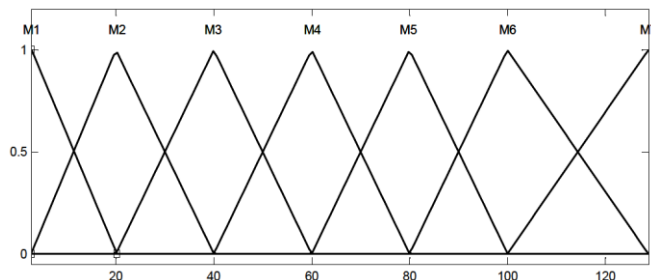
۴-۳-۱-۱- نتایج مدل فازی

برای ایجاد مدل فازی پیش‌بینی پس‌شکست، از سیستم استنتاج ممدانی استفاده شده است. برای ساخت مدل فازی، پس از تعیین توابع عضویت متغیرهای ورودی و خروجی، ۲۳۲ عدد قانون فازی برای ساخت پایگاه قواعد فازی براساس پایگاه داده‌ای که در اختیار قرار داشت نوشته شده است. با توجه به روش ایجاد پایگاه قواعد فازی، نمی‌توان انتظار داشت مدل فازی ساخته شده در سایر تونل‌ها با شرایط متفاوت نیز قابل بکارگیری باشد. زیرا قوانین نوشته شده منحصر به وضعیت مطالعات موردی استفاده شده در این پایان‌نامه هستند. عملیات غیرفازی سازی بر اساس روش‌های مختلف غیرفازی-سازی انجام گرفته و از بین روش‌های موجود، روش میانگین حداکثرها^۱ نتایج مناسب‌تری ارائه کرد. در روش میانگین حداکثرها، میانگین تمام مقادیری که دارای بیشترین درجه عضویت هستند، تعیین شده و بر محور افقی تصویر می‌شود (عطائی، ۱۳۸۹).

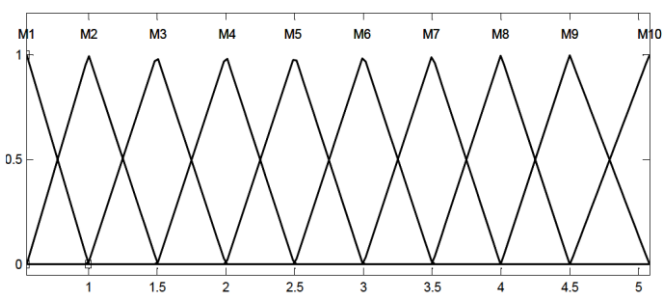
1- Mean of Maximum(MOM)



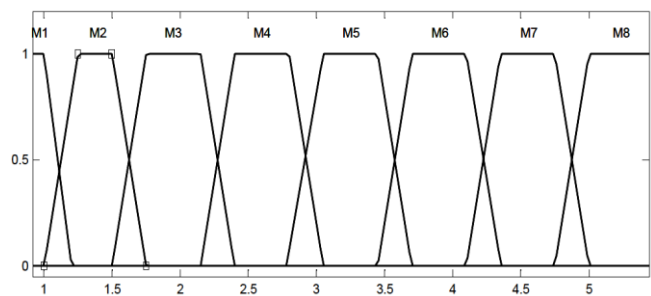
شکل ۴-۹- تابع عضویت متغیر ورودی سطح مقطع (A)



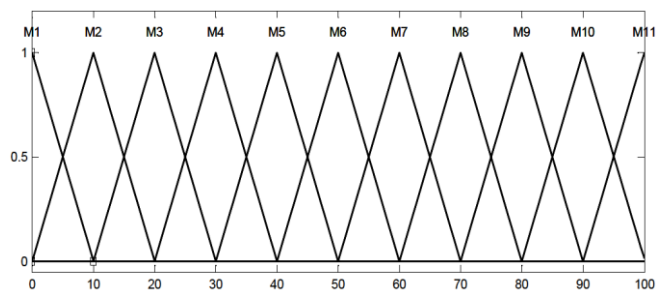
شکل ۴-۱۰- تابع عضویت متغیر ورودی نسبت خرج چال‌های محیطی به بارسنگ (PB)



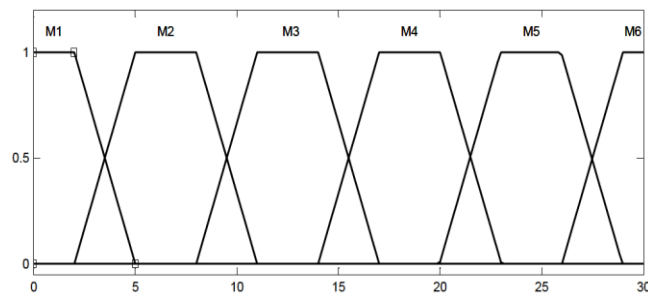
شکل ۴-۱۱- تابع عضویت متغیر ورودی ویژه (SC)



شکل ۴-۱۲- تابع عضویت متغیر ورودی حفاری ویژه (SD)

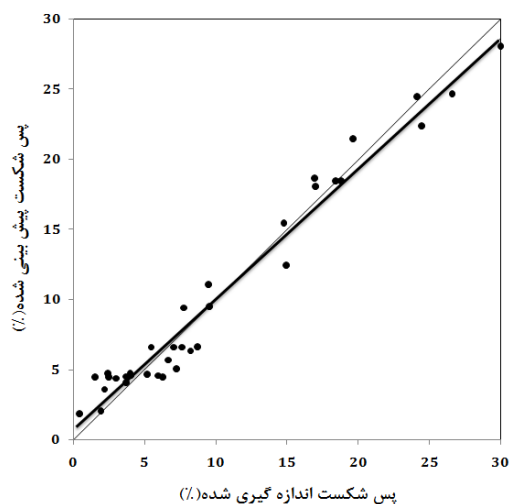


شکل ۴-۱۳- تابع عضویت متغیر ورودی امتیاز توده سنگ (RMR)

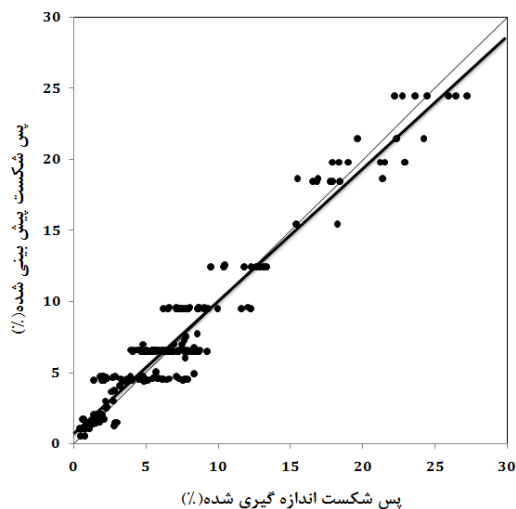


شکل ۴-۱۴- تابع عضویت متغیر خروجی پس شکست (OB)

در جدول (۷-۴) نتایج استفاده از روش‌های غیرفازی سازی مختلف ارائه شده است. همچنین نتایج پیش‌بینی مدل فازی در مراحل ساخت و آزمون در شکل‌های (۴-۱۵ و ۴-۱۶) نشان داده شده است.



شکل ۴-۱۵- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس شکست با کمک مدل فازی برای داده‌های آزمون (روش غیر فازی سازی: میانگین حداکثرها)

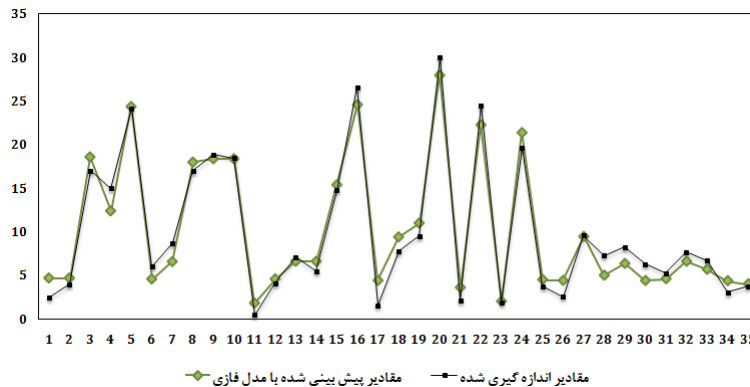


شکل ۴-۱۶- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری شده و پیش‌بینی شده پس شکست با کمک مدل فازی برای داده‌های آموزش (روش غیر فازی سازی: میانگین حداکثرها)

استفاده از روش غیرفازی سازی میانگین حداکثرها با ضریب تعیین ۰/۹۶ و میانگین مربعات خطا ۲/۲۲، عملکرد مطلوب‌تری نسبت به سایر روش‌ها داشته است. همچنین با توجه به شکل (۴-۱۵) خط برازش شده اختلاف کمی با خط نیم ساز ربع اول دارد. در نتیجه مدل فازی با روش غیرفازی سازی میانگین حداکثرها به عنوان مدل فازی نهایی برای پیش‌بینی پس‌شکست انتخاب شد. ضریب تعیین و میانگین مربعات خطا مدل فازی منتخب برای داده‌های آموزش به ترتیب برابر با ۰/۹۳۴ و ۲/۱۷ به دست آمده است. نتایج پیش‌بینی با این مدل در جدول (۴-۷) ارائه شده است. همچنین شکل (۴-۱۷) به نحوی دیگر اختلاف مقادیر پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری پس‌شکست را نشان می‌دهد. همان‌طور که مشخص است، منطق فازی نتایج مناسب‌تری از شبکه عصبی مصنوعی و روش‌های آماری ارائه کرده است. اما مساله‌ای که وجود دارد این است که پارامترهای توابع عضویت انتخاب شده برای مدل در منطق فازی ثابت هستند. برخلاف شبکه‌های عصبی مصنوعی که وزن‌های شبکه در فرآیند آموزش اصلاح می‌شوند. در نتیجه می‌توان از ترکیب این دو روش استفاده کرد. در بخش بعد، مدلی برای پیش‌بینی پس‌شکست با استفاده از سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی ارائه شده است.

جدول ۴-۷- نتایج مدل نهایی فازی

مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش-بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش-بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش-بینی شده (%)
۱	۲/۴۴	۴/۶۸	۱۳	۷/۰۴	۶/۶۰	۲۵	۳/۷۳	۴/۵۰
۲	۳/۹۳	۴/۶۸	۱۴	۵/۴۲	۶/۶۰	۲۶	۲/۵۰	۴/۴۰
۳	۱۶/۹۴	۱۸/۶۰	۱۵	۱۴/۷۳	۱۵/۴۰	۲۷	۹/۵۵	۹/۴۵
۴	۱۴/۹۶	۱۲/۴۰	۱۶	۲۶/۵۵	۲۴/۶۰	۲۸	۷/۲۵	۵
۵	۲۴/۱۵	۲۴/۴۰	۱۷	۱/۵۲	۴/۴۰	۲۹	۸/۱۸	۶/۳۵
۶	۵/۹۷	۴/۵۷	۱۸	۷/۷۷	۹/۴۰	۳۰	۶/۳۰	۴/۴۰
۷	۸/۷۱	۶/۵۷	۱۹	۹/۵۱	۱۱	۳۱	۵/۲۰	۴/۶۰
۸	۱۷/۰۱	۱۸	۲۰	۲۹/۹۷	۲۸	۳۲	۷/۶۳	۶/۶۰
۹	۱۸/۸۰	۱۸/۴۰	۲۱	۲/۱۳	۳/۶۰	۳۳	۶/۶۷	۵/۶۸
۱۰	۱۸/۴۳	۱۸/۴۰	۲۲	۲۴/۴۵	۲۲/۳۰	۳۴	۳	۴/۳۷
۱۱	۰/۴۳	۱/۸۰	۲۳	۱/۸۹	۲	۳۵	۳/۷۳	۴
۱۲	۴/۰۳	۴/۵۷	۲۴	۱۹/۶۶	۲۱/۴۰			



شکل ۴-۱۷- اختلاف مقادیر اندازه گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی

۴-۴- مدل سیستم فازی عصبی تطبیقی

منطق فازی، سامانه‌ای منطبق بر قوانین اگر- آنگاه فازی است که با نظریه‌های احتمال کلاسیک تحلیل پذیر نیست. هدف از منطق فازی، استخراج نتایج دقیق با استفاده از مجموعه‌ای از قوانین است که توسط افراد خبره و متخصص تعریف شده است. از طرفی، شبکه‌های عصبی قابلیت آموزش و یادگیری دارند و می‌توانند با استفاده از داده‌های مشاهده شده، پارامترهای شبکه را به نحوی معین کنند که به ازای ورودی دلخواه، خروجی مطلوب حاصل شود. در عین حال، شبکه‌های عصبی قابلیت استفاده از دانش بشری را ندارند و نمی‌توانند مانند سامانه‌های فازی با استفاده از عبارات زبانی استنتاج کنند. همچنین ارتباط بین ورودی و خروجی به شکلی که در منطق فازی وجود دارد (قوانین فازی) در شبکه‌های عصبی وجود ندارد. بنابراین، برای دستیابی به قابلیت یادگیری بهتر، دقت تقریب بیشتر و ساختار ساده تر، با الهام از قابلیت یادگیری شبکه‌های عصبی و خواص استنباط منطق فازی، شبکه‌های فازی عصبی تطبیقی موسوم به انفیس ارائه شدند (ثابت زاده و همکاران، ۱۳۹۱).

شبکه عصبی تطبیقی، شبکه‌ای چندلایه شامل گره‌ها و لینک‌های ارتباطی جهت‌دار (رو به جلو) است. در این شبکه همه یا تعدادی از گره‌ها تطبیقی هستند به عبارت دیگر خروجی آنها به پارامترهایی بستگی دارد که براساس الگوریتم‌های آموزش به منظور کاهش خطای مدلسازی تنظیم می‌شوند. در شبکه تطبیقی هر یک از گره‌ها تابع مشخصی را بر روی سیگنالی که دریافت می‌کند، اجرا می‌نماید که به تابع گره‌ای معروف است. این تابع که از گره‌ای به گره دیگر تغییر می‌کند وابسته به پارامترهای گره است. در این شبکه، اتصالات تنها جهت عبور سیگنال را نمایش می‌دهند و وزنی به آنها اختصاص داده نمی‌شود. قاعده اساسی به کار رفته در آموزش شبکه‌های تطبیقی، قانون کاهش گرادیان است که پایه الگوریتم آموزش انتشار برگشتی خطا است (توکلی و کریم پور، ۱۳۹۲).

شبکه‌های فازی عصبی تطبیقی ضمن داشتن قابلیت یادگیری شبکه‌های عصبی و قدرت استنتاج منطق فازی، قابلیت یافتن هر نوع مدل یا نگاشت غیرخطی را دارند که بتوانند به طور دقیق، ورودی‌ها را با خروجی مرتبط سازند. بنابراین، شبکه‌های فازی عصبی تطبیقی، شبکه عصبی چند لایه مبتنی بر منطق فازی است. مدل فازی-عصبی تطبیقی بر اساس روش استنتاج سوگنو عمل می‌کند. در این روش، عبارات قسمت "اگر" مقادیر فازی داشته اما عبارت قسمت "آنگاه" ترکیبی خطی از متغیرهای ورودی و پارامترهای تطبیقی هستند. مجموعه پارامترهای یک شبکه تطبیقی شامل پارامترهای کلیه گره‌های آن شبکه است که می‌بایست بر اساس داده‌ها و روش آموزش مبتنی بر کاهش گرادیان تنظیم شوند (توکلی و کریم پور، ۱۳۹۲).

۴-۴-۱- ساخت مدل فازی عصبی تطبیقی پیش‌بینی پس‌شکست

مدل فازی عصبی تطبیقی بر اساس روش استنتاج سوگنو عمل می‌کند. روش غیرفازی سازی در این مدل روش متوسط وزن‌دار است، زیرا در مدل فازی عصبی تطبیقی، عملیات غیرفازی سازی تنها با روش متوسط وزن‌دار انجام می‌شود. در این تحقیق، برای ساخت سیستم استنتاج فازی مدل از روش شبکه‌بندی فضا^۱ استفاده شده است.

در روش شبکه‌بندی فضا، فضای داده‌ها با توجه به تعداد توابع عضویت برای هر متغیر و نوع آن‌ها توسط محورهای موازی شبکه‌بندی می‌شوند و برای هر کدام از این شبکه‌ها یک قانون فازی ایجاد می‌شود. محدودیت این روش افزایش تعداد قوانین فازی با افزایش تعداد متغیرهای ورودی مدل است. برای مثال اگر تعداد متغیر ورودی برابر با n باشد و برای هر متغیر ورودی m تابع عضویت در نظر گرفت شده باشد، تعداد قوانین فازی ممکن برابر با m^n خواهد بود. در نتیجه با افزایش تعداد ورودی‌ها تعداد قواعد فازی به صورت نمایی افزایش می‌یابد که این نیاز به حافظه‌ی کامپیوتری بسیار زیادی دارد. بنابراین این روش تنها برای مسأله‌هایی با کمتر از شش متغیر ورودی مناسب است (Abdulshahed, 2015).

برای آموزش شبکه فازی عصبی، علاوه بر به کارگیری الگوریتم آموزش انتشار برگشتی خطا از الگوریتم آموزشی مرکب^۲ نیز استفاده شده است. قاعده اساسی به کار رفته در آموزش شبکه‌های تطبیقی، قانون کاهش گرادیان است. استفاده از کاهش گرادیان به تنهایی به علت کندی و تمایل به

1-Grid partition

2- Hybrid Learning Algorithm

3- Least Squer Error

کمینه‌های محلی برای تنظیم پارامترهای شبکه، مطلوب نیست. در حالیکه روش مرکب که حاصل ترکیب روش کاهش گرادیان و سایر روش‌ها مانند تخمین حداقل مربعات خطا^۳ هستند، منتج به افزایش سرعت می‌شوند (توکلی و کریم پور، ۱۳۹۲).

در الگوریتم آموزش مرکب، دو مسیر "رو به جلو" و "رو به عقب" وجود دارد. در مسیر رو به جلو پارامترهای توابع عضویت (پارامترهای قسمت "اگر") که به آن‌ها پارامترهای غیرخطی نیز گفته می‌شوند، توسط الگوریتم حداقل مربعات خطا تصحیح می‌شوند اما پارامترهای تطبیقی شبکه (پارامترهای قسمت "آنگاه") ثابت باقی می‌مانند. سپس، در مسیر رو به عقب، پارامترهای تطبیقی یا خطی، توسط الگوریتم کاهش گرادیان تصحیح شده و پارامترهای غیرخطی ثابت باقی می‌مانند. براساس این دو الگوریتم آموزشی، سیستم فازی عصبی پارامترها را در یک شبکه تطبیقی اصلاح می‌کند (Esmaeili et al, 2014).

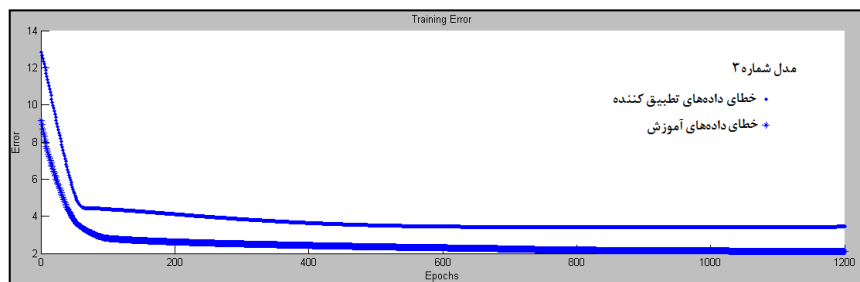
در نتیجه با استفاده از دو الگوریتم ذکر شده و توابع عضویت مختلف، مدل‌های مختلفی مورد بررسی قرار گرفتند. برای تعیین تعداد تکرار کافی برای آموزش شبکه فازی عصبی، ۱۵ عدد از داده‌های آموزشی به عنوان داده‌های بررسی یا تطبیق کننده^۱ انتخاب شدند. در حین آموزش شبکه فازی عصبی، اگر مقدار خطا روی داده‌های تطبیق کننده زیاد شود یا تغییری نداشته باشد، پارامترهای تکراری که کمترین مقدار خطا را برای داده‌های تطبیق کننده داشته باشد، به عنوان پارامترهای نهایی شبکه انتخاب می‌شود. این فرآیند باعث کاهش تأثیر پدیده بیش آموزش می‌شود. در جدول (۴-۸) اطلاعات چند مورد از مدل‌های ساخته شده ارائه شده است.

جدول ۴-۸- اطلاعات سیستم‌های فازی عصبی تطبیقی ساخته شده

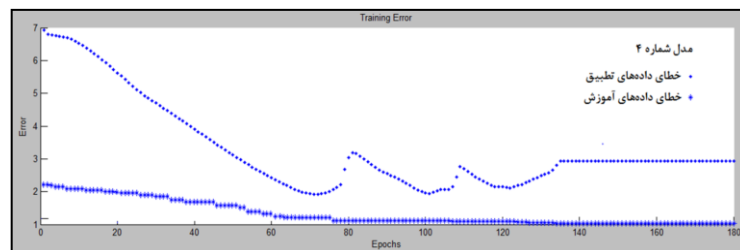
مدل ۶	مدل ۵	مدل ۴	مدل ۳	مدل ۲	مدل ۱	پارامتر
گوسین	دوزنقه‌ای	مثلی	گوسین	دوزنقه‌ای	مثلی	نوع تابع ورودی
خطی	خطی	خطی	خطی	خطی	خطی	نوع تابع خروجی
۳	۳	۳	۳	۳	۳	تعداد توابع عضویت
۰/۷۹	۱/۷۱	۱/۲۵	۴/۴۱	۵/۹۰	۴/۶۱	مقدار MSE آموزش
۹/۹۸	۴/۹۲	۱/۹۱	۱۱/۹۷	۱۴/۷۴	۱۲/۹۶	مقدار MSE آزمون
۱۰۰	۱۰۰	۱۸۰	۱۲۰۰	۱۲۰۰	۱۵۰۰	تعداد تکرار
مرکب	مرکب	مرکب	پس‌انتشار خطا	پس‌انتشار خطا	پس‌انتشار خطا	الگوریتم آموزش مدل

با توجه به جدول (۴-۸)، مدل شماره ۳ در بین مدل‌هایی که با الگوریتم پس انتشار خطا آموزش دیده‌اند و همچنین مدل شماره ۴ در بین مدل‌هایی که با الگوریتم مرکب آموزش دیده‌اند، نتایج

بهتری ارائه کرده‌اند. شکل‌های (۴-۱۸) و (۴-۱۹) به ترتیب نمودار خطای آموزش شبکه فازی عصبی برای مدل‌های شماره ۳ و ۴ را نشان می‌دهند. با توجه به اطلاعات، مدل شماره ۴، به عنوان مدل منتخب برای پیش‌بینی پس‌شکست انتخاب شد. اطلاعات این مدل در جدول (۴-۹) آورده شده است. همانطور که در شکل (۴-۱۹) مشخص است، از تکرار حدود ۷۲ به بعد خطای پیش‌بینی برای داده‌های تطبیقی افزایش می‌یابد. در نتیجه شبکه فازی عصبی از مقادیر پارامترهای تنظیم شده در این تکرار استفاده می‌کند. نتایج پیش‌بینی با مدل منتخب در جدول (۴-۱۰) ارائه شده است.



شکل ۴-۱۸- نمودار خطای آموزش و تطبیق مدل شماره ۳ بر حسب تعداد تکرار



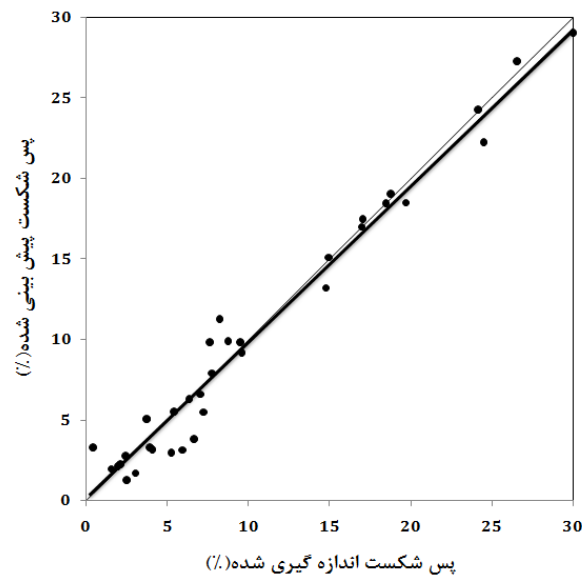
شکل ۴-۱۹- نمودار خطای آموزش و تطبیق مدل شماره ۴ بر حسب تعداد تکرار

جدول ۴-۹- اطلاعات سیستم فازی- عصبی تطبیقی منتخب

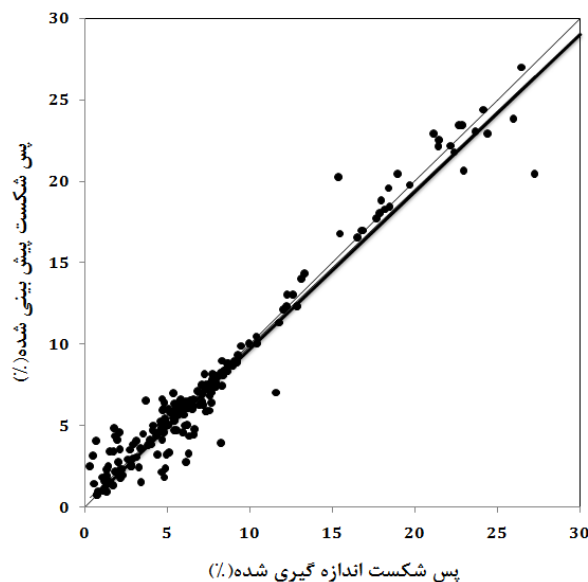
۲۴۳	تعداد قوانین فازی
مثلثی	نوع توابع عضویت ورودی
۳	تعداد توابع عضویت
خطی	نوع تابع عضویت خروجی
۱۴۵۸	تعداد پارامترهای خطی
۳۰	تعداد پارامترهای غیرخطی
۱/۲۵	میانگین مربعات خطای آموزش
۱/۹۱	میانگین مربعات خطای آزمون
۰/۹۵۶	ضریب تعیین آموزش
۰/۹۷	ضریب تعیین آزمون
۷۲	تعداد تکرار مناسب

مقایسه مقادیر واقعی و پیش‌بینی شده پس‌شکست در شکل‌های (۴-۲۰) و (۴-۲۱) به ترتیب برای داده‌های آزمون و آموزش این مدل نشان داده شده است. اختلاف بسیار کم خط برازش با خط

نیم ساز ربع اول نشانه‌ی دقت مطلوب مدل منتخب شبکه فازی عصبی تطبیقی است. شکل (۴-۲۲) اختلاف مقادیر پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری پس‌شکست را روی نمودار خطی نشان می‌دهد. با توجه به این شکل، مدل فازی عصبی برای تعداد معدودی از مقاطع، مانند مقطع ۲۸ و ۳۳ پیش‌بینی دقیقی ارائه نکرده است.



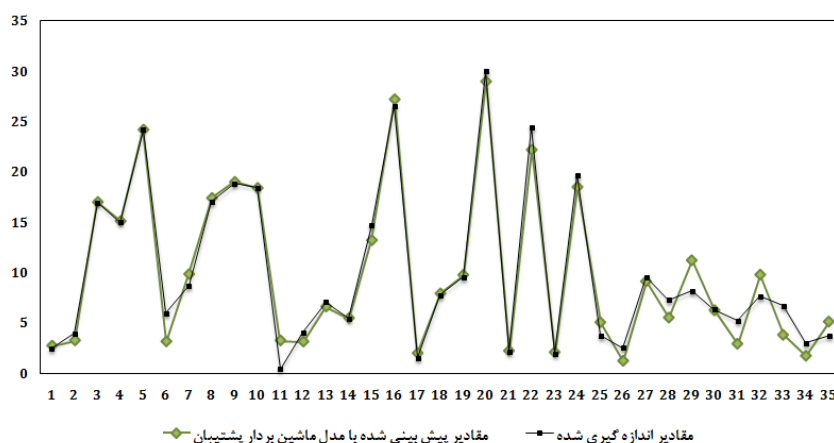
شکل ۴-۲۰- مقایسه مقادیر اندازه گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی عصبی تطبیقی برای داده‌های آزمون



شکل ۴-۲۱- مقایسه مقادیر اندازه گیری شده و پیش‌بینی شده پس‌شکست با کمک مدل فازی عصبی تطبیقی برای داده‌های آموزش

جدول ۴-۱۰- نتایج مدل نهایی فازی عصبی تطبیقی

مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش-بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش-بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)		مقادیر پیش-بینی شده (%)
۱	۲/۴۴	۲/۷۱	۱۳	۷/۰۴	۶/۶	۲۵	۳/۷۳	۵/۰۳
۲	۳/۹۳	۳/۲۳	۱۴	۵/۴۲	۵/۴۶	۲۶	۲/۵۰	۱/۲۰
۳	۱۶/۹۴	۱۷	۱۵	۱۴/۷۳	۱۳/۲	۲۷	۹/۵۵	۹/۱
۴	۱۴/۹۶	۱۵/۱	۱۶	۲۶/۵۵	۲۷/۲۲	۲۸	۷/۲۵	۵/۵
۵	۲۴/۱۵	۲۴/۲	۱۷	۱/۵۲	۱/۹۶	۲۹	۸/۱۸	۱۱/۲۰
۶	۵/۹۷	۳/۱۳	۱۸	۷/۷۷	۷/۹	۳۰	۶/۳۰	۶/۲۳
۷	۸/۷۱	۹/۸۳	۱۹	۹/۵۱	۹/۷۵	۳۱	۵/۲۰	۲/۸۹
۸	۱۷/۰۱	۱۷/۴۰	۲۰	۲۹/۹۷	۲۹	۳۲	۷/۶۳	۹/۷۷
۹	۱۸/۸۰	۱۹	۲۱	۲/۱۳	۲/۲۰	۳۳	۶/۶۷	۳/۷۸
۱۰	۱۸/۴۳	۱۸/۴۰	۲۲	۲۴/۴۵	۲۲/۲۰	۳۴	۳	۱/۷
۱۱	۰/۴۳	۳/۲۳	۲۳	۱/۸۹	۲/۰۶	۳۵	۳/۷۳	۵/۱
۱۲	۴/۰۳	۳/۱۲	۲۴	۱۹/۶۶	۱۸/۵۰			



شکل ۴-۲۲- اختلاف مقادیر اندازه گیری شده و پیش بینی شده پس شکست با کمک مدل فازی عصبی تطبیقی.

۴-۵- مدل ماشین بردار پشتیبان

ماشین بردار پشتیبان یک روش طبقه‌بندی با نظارت بر مبنای نظریه یادگیری آماری واپنیک در سال ۱۹۹۵ است. برخلاف شبکه عصبی مصنوعی که سعی می‌کند به تعریف پیچیدگی توابع در فضای ورودی بپردازد، ماشین بردار پشتیبان داده‌های غیرخطی را به فضای با ابعاد بالاتر می‌برد. سپس از توابع خطی ساده برای ایجاد مرزهای جداکننده خطی در فضای جدید استفاده می‌کند (رنگین رخ و همکاران، ۱۳۹۱). در ماشین بردار پشتیبان برخلاف شبکه‌های عصبی مصنوعی که پارامترهای مدل با کمینه سازی خطا تنظیم می‌شوند، ریسک ناشی از عدم طبقه‌بندی صحیح به عنوان یک تابع هدف تعریف می‌شود و پارامترها نسبت به آن، تنظیم و بهینه‌سازی می‌شوند.

ایده اساسی این طبقه‌بندی کننده، یافتن یک ابر صفحه بهینه به عنوان سطح تصمیم‌گیری به گونه‌ای است که حاشیه بین دو کلاس را حداکثر کند. در صورتی که داده‌ها به صورت خطی جدا پذیر نباشد، داده‌ها با کرنلی غیرخطی به فضای با ابعاد بالاتر منتقل می‌شوند و ابر صفحه بهینه در آن فضا تعیین می‌شود (صمد زادگان و حسنی، ۱۳۹۱).

تابع کرنل شعاعی به دلیل عملکرد خوب و تعداد پارامتر کمتر برای تعدیل کردن، یکی از پرکاربردترین توابع کرنل است که در مطالعات مختلف مورد استفاده قرار گرفته است. بنابراین، در این پایان نامه برای پیش‌بینی پدیده پس‌شکست با استفاده از ماشین بردار پشتیبان، از تابع کرنل شعاعی استفاده شده است. در این روابط، λ پارامتر کرنل شعاعی است.

$$\phi(x_i, x) = \exp(-\gamma \|x_i - x\|^2) \quad (7-4)$$

همچنین انتخاب بهینه پارامترهای تشکیل دهنده مدل در ماشین‌های بردار پشتیبان در فرآیند آموزش مدل از تأثیر مستقیمی در کارایی این روش برخوردار هستند. در نتیجه مقادیر مناسب پارامترهای ظرفیت (C)، تابع زیان (ϵ) و همچنین پارامتر γ که مربوط به تابع کرنل شعاعی است، باید تعیین شوند.

پارامتر C که پارامتر ظرفیت^۱ در ماشین‌های بردار پشتیبان است تعادل بین کمینه شدن خطا و کمینه شدن پیچیدگی‌های مدل را برقرار می‌کند. اگر مقدار این پارامتر کم باشد، باعث می‌شود تا فشار کمتری روی برازش داده‌های آموزش قرار داده می‌شود. همچنین اگر مقدار آن زیاد باشد، باعث ایجاد پدیده بیش‌آموزشی می‌شود. در این حالت نتایج روی داده‌های آموزش مطلوب بوده اما روی داده‌های جدید نامناسب خواهد بود. معمولاً برای پایدار کردن فرآیند آموزش، مقدار پارامتر C برابر با ۱۰۰ قرار داده می‌شود (Amini et al, 2012).

مقدار پارامتر γ تأثیر زیادی روی تعداد بردارهای پشتیبان دارد. تعداد بردارهای پشتیبان ارتباط مستقیم با مدت زمان آموزش و عملکرد مدل دارند. تعداد زیاد بردارهای پشتیبان باعث افزایش زمان آموزش و ایجاد پدیده بیش‌آموزشی می‌شوند. علاوه بر این مقدار γ ، دامنه تابع کرنل شعاعی و در نتیجه قابلیت تعمیم ماشین بردار پشتیبان را تنظیم می‌کند (Zhao et al, 2006). مقدار مناسب پارامتر ϵ به نوع نویز موجود در داده بستگی دارد که معمولاً نامشخص است. این پارامتر از مواجه شدن دسته‌ی آموزشی با شرایط مرزی جلوگیری می‌کند (Zhao et al, 2006).

1- Capacity Parameter

3- Sequential Minimal Optimiztion(SMO)

2-Radial basis Function(RBF)

4- Smola

۴-۵-۱- ساخت مدل پیش‌بینی پس‌شکست

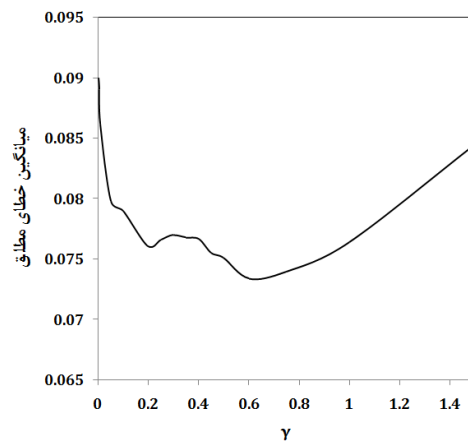
برای ساخت مدل پیش‌بینی پس‌شکست با استفاده از ماشین بردار پشتیبان از نرم افزار Weka استفاده شده است. این نرم افزار در دانشگاه Waikato کشور زولاند نو توسعه داده شده است. یکی از الگوریتم‌هایی که برای آموزش ماشین بردار پشتیبان استفاده می‌شود، الگوریتم بهینه‌سازی متوالی کمینه^۳ است. این الگوریتم در سال ۱۹۹۸ توسط پلات ارائه شده و به طور گسترده‌ای به عنوان الگوریتم آموزش ماشین بردار پشتیبان در طراحی طبقه‌بندی‌ها استفاده می‌شود. اسمولا^۴ این الگوریتم را برای حل مسائل رگرسیونی با استفاده از ماشین بردار پشتیبان توسعه دادند. بنابراین، در این تحقیق از الگوریتم بهینه‌سازی کمینه رگرسیونی (SMOreg) استفاده شده است.

به منظور تعیین مقادیر بهینه پارامترهای γ و ϵ و همچنین جلوگیری از ایجاد پدیده بیش‌آموزشی، از روش k-fold cross-validation استفاده شده است ($k=20$). همچنین مقدار پارامتر C برابر با ۱۰۰ در نظر گرفته شده است. برای تعیین مقادیر بهینه پارامترهای γ و ϵ از رسم نمودارهای این دو پارامتر بر حسب مقدار میانگین خطای مطلق^۱ (رابطه ۴-۸) استفاده شده است.

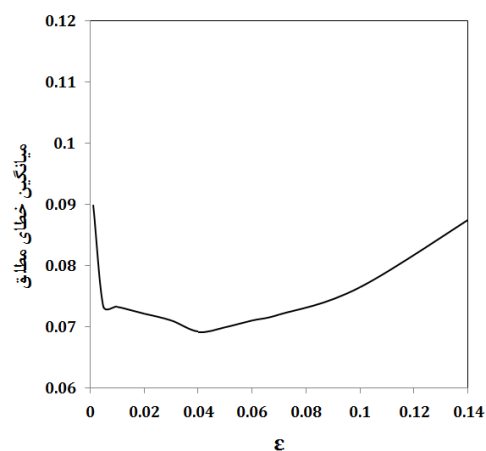
$$MAE = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n |OB_{im} - OB_{ip} / OB_{im}| \quad (۴-۸)$$

شکل (۴-۲۳) به ترتیب مقادیر میانگین خطای مطلق را برای مقادیر مختلف پارامتر γ را نشان می‌دهد. با توجه به شکل، مقدار میانگین خطای مطلق زمانی که مقدار پارامتر γ برابر با ۰/۶ است، کمترین مقدار را داشته است. بنابراین برای تعیین مقدار مناسب پارامتر ϵ ، مقدار پارامتر γ برابر با ۰/۶ منظور شده و میانگین خطای مطلق برای مقادیر مختلف ϵ محاسبه شد (شکل ۴-۲۴). با توجه به شکل (۴-۲۴) مقدار مناسب برای پارامتر ϵ برابر با ۰/۰۴ به دست آمده است. در شکل‌های (۴-۲۵) و (۴-۲۶) به ترتیب مقادیر پیش‌بینی شده با کمک ماشین بردار پشتیبان با مقادیر واقعی پس‌شکست مقایسه شده‌اند. همان‌طور که مشخص است خط برازش با خط نیم ساز ربع اول اختلاف زیادی داشته و دقت پیش‌بینی‌ها پایین است. در جدول (۴-۱۱) اطلاعات مدل منتخب ماشین بردار پشتیبان ارائه شده است. همچنین در جدول (۴-۱۲) نتایج پیش‌بینی با مدل ماشین بردار پشتیبان ارائه شده است.

1- Mean Absolut Error(MAE)

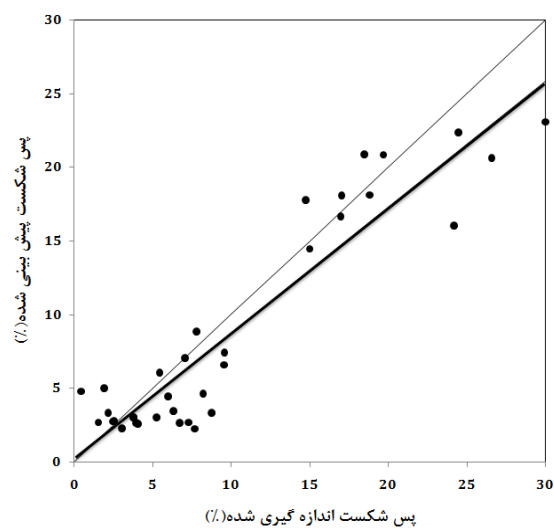


شکل ۴-۲۳- مقدار پارامتر γ بر حسب میانگین خطای مطلق

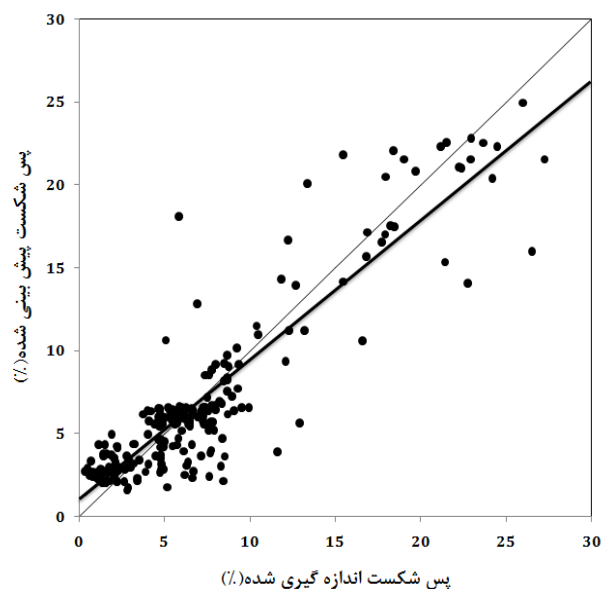


شکل ۴-۲۴- مقدار پارامتر ϵ بر حسب میانگین خطای مطلق

شکل (۴-۲۷) اختلاف مقادیر پیش‌بینی شده و اندازه‌گیری پس‌شکست را روی نمودار خطی نشان می‌دهد. با توجه به شکل، موارد زیادی وجود دارد که ماشین بردار پشتیبان نتوانسته است پیش‌بینی مناسبی ارائه کند.



شکل ۴-۲۵- مقایسه مقادیر اندازه‌گیری و پیش‌بینی شده پس‌شکست با مدل SVM برای داده‌های آزمون



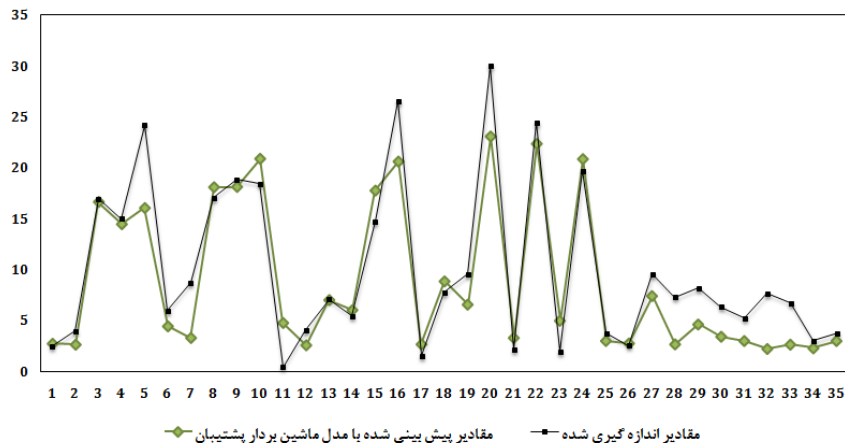
شکل ۴-۲۶- مقایسه مقادیر اندازه گیری و پیش بینی شده پس شکست با مدل SVM برای داده های آموزش

جدول ۴-۱۱- اطلاعات مدل ماشین بردار پشتیبان منتخب

الگوریتم آموزشی	بهینه سازی متوالی کمینه رگرسیون
میانگین مربعات خطای آموزش	۵/۹۹
میانگین مربعات خطای آزمون	۹/۸۵
ضریب تعیین آموزش	۰/۸۲
ضریب تعیین آزمون	۰/۸۷

جدول ۴-۱۲- نتایج مدل نهایی ماشین بردار پشتیبان

مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)	مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)	مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)	مقادیر پیش- بینی شده (%)	مقادیر واقعی (%)
۳/۰۳	۳/۷۳	۲۵	۷/۰۴	۷/۰۴	۱۳	۲/۷۶	۲/۴۴
۲/۷۹	۲/۵۰	۲۶	۶/۰۵	۵/۴۲	۱۴	۲/۶۷	۳/۹۳
۷/۴۳	۹/۵۵	۲۷	۱۷/۷۷	۱۴/۷۳	۱۵	۱۶/۶۶	۱۶/۹۴
۲/۷۰	۷/۲۵	۲۸	۲۰/۶۲	۲۶/۵۵	۱۶	۱۴/۴۸	۱۴/۹۶
۴/۶۵	۸/۱۸	۲۹	۲/۷۰	۱/۵۲	۱۷	۱۶/۰۶	۲۴/۱۵
۳/۴۵	۶/۳۰	۳۰	۸/۸۷	۷/۷۷	۱۸	۴/۴۷	۵/۹۷
۳/۰۳	۵/۲۰	۳۱	۶/۵۹	۹/۵۱	۱۹	۳/۳۳	۸/۷۱
۲/۲۵	۷/۶۳	۳۲	۲۳/۰۸	۲۹/۹۷	۲۰	۱۸/۱۰	۱۷/۰۱
۲/۶۷	۶/۶۷	۳۳	۳/۳۳	۲/۱۳	۲۱	۱۸/۱۳	۱۸/۸۰
۲/۳۱	۳	۳۴	۲۲/۳۶	۲۴/۴۵	۲۲	۲۰/۸۹	۱۸/۴۳
۳/۰۳	۳/۷۳	۳۵	۵/۰۰	۱/۸۹	۲۳	۴/۸۰	۰/۴۳
			۲۰/۸۶	۱۹/۶۶	۲۴	۲/۶۱	۴/۰۳



شکل ۴-۲۷- اختلاف مقادیر اندازه گیری شده و پیش بینی شده پس شکست با کمک مدل ماشین بردار پشتیبان

۴-۶- مقایسه عملکرد مدل های پیش بینی کننده توسعه یافته

برای ارزیابی عملکرد مدل ها از داده های آزمایش استفاده شده است. این ارزیابی توسط شاخص های آماری مجذور میانگین مربعات خطا و ضریب تعیین انجام شده است.

در جدول (۴-۱۳) مقدار مجذور میانگین مربعات خطا برای مدل های پیش بینی کننده آورده شده است. همانطور که مشخص است، در این مطالعه، روش های فازی و سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی، کارایی بهتری نسبت به روش های رگرسیون چندگانه غیرخطی، شبکه عصبی مصنوعی و ماشین بردار پشتیبان داشته اند. مدل به دست آمده از روش رگرسیون چندگانه خطی به علت مشکل آماری قابل استناد نیست.

جدول ۴-۱۳- ضریب تعیین و مجذور میانگین مربعات خطای مدل های پیش بینی پس شکست

مدل های پیش بینی پس شکست	RMSE	R^2
رگرسیون چندگانه خطی	۳/۳۰	۰/۸۴
رگرسیون چندگانه غیرخطی	۳/۱۹	۰/۸۷
شبکه عصبی مصنوعی	۲/۱۵	۰/۹۳
منطق فازی	۱/۴۹	۰/۹۶
سیستم فازی عصبی تطبیقی	۱/۳۸	۰/۹۷
ماشین بردار پشتیبان	۳/۱۳	۰/۸۷

۴-۷- تحلیل حساسیت

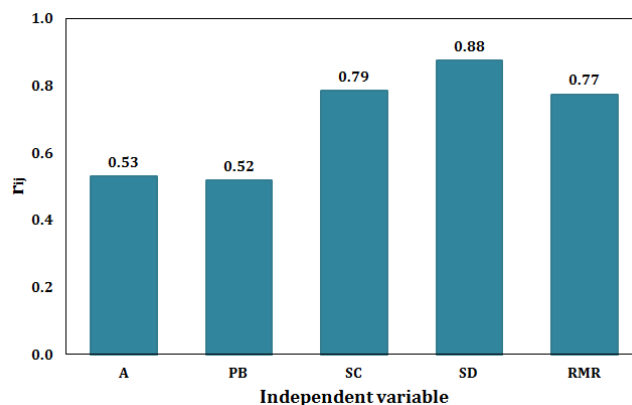
برای تعیین عاواملی که بیشترین تأثیر را بر روی پدیده ی پس شکست در تونل مورد مطالعه دارند، از تحلیل حساسیت با روش دامنه کوسینوس^۱ استفاده شده است. برای این منظور، تمام داده ها در یک

1- Cosine Amplitude Method (CAM)

فضای m بعدی تعریف می‌شوند. در این روش تمام پارامترها به شکل مستقیم به خروجی مرتبط می‌شوند. قدرت این ارتباط با رابطه (۴-۱۰) محاسبه می‌شود (Sayadi et al, 2011).

$$r_{ij} = \frac{\sum_{k=1}^m X_{ik} X_{jk}}{\sqrt{\sum_{k=1}^m X_{ik}^2 \sum_{k=1}^m X_{jk}^2}} \quad (4-10)$$

در این رابطه، m تعداد داده‌ها، X_i داده‌های ورودی و X_j داده‌های خروجی هستند. هرچه مقدار r_{ij} بیشتر باشد، تأثیر متغیر ورودی بر متغیر خروجی بیشتر است. نتایج تحلیل حساسیت در شکل (۴-۲۸) نشان داده شده است. با توجه به شکل، پارامترهای خرج ویژه و حفاری ویژه تأثیر بیشتری بر روی مقدار پس‌شکست داشته‌اند.



شکل ۴-۲۸- نتایج تحلیل حساسیت متغیرهای مستقل

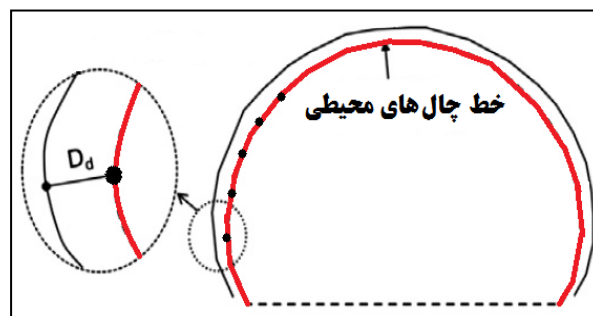
۴-۸- پیشنهاد راهکار برای کاهش پس‌شکست

از اشکالات مهم طی حفاری تونل مورد مطالعه، می‌توان به وجود خطا در عملیات چالزنی و جانمایی چال‌ها، به ویژه چال‌های محیطی تونل اشاره کرد. از این رو دقت خوبی بر روی جانمایی چال‌ها و زاویه‌ی انحراف آن‌ها صورت نمی‌گیرد. این امر باعث نزدیک شدن ابتدا و انتهای برخی چال‌ها به یکدیگر شده و امکان وقوع پس‌شکست به علت تمرکز مواد منفجره در این بخش‌ها افزایش می‌یابد.

برای کاهش خطا در عملیات چالزنی می‌توان به این شکل عمل کرد که قبل از حفاری، ابتدا خطی که چال‌های محیطی قرار است بر روی آن حفر شوند، به کمک رنگ روی مقطع تونل مشخص شود (شکل ۴-۲۹) (Kim&Moon, 2013). این کار باعث می‌شود تا فاصله‌ی چال‌های محیطی از دیواره‌ی مقطع رعایت شود. راهکار بعدی مشخص کردن محل حفر چال روی این خط با کمک خط کش T شکل است تا هر چال سر جای خود حفر شود (شکل ۴-۳۰). رعایت موارد ذکر شده همراه با

دقت اپراتور در حین حفر چال برای حفظ زاویه‌ی برون‌زدگی چال‌های محیطی، همگی امکان وقوع پس‌شکست را کاهش خواهند داد. مقدار فاصله‌ی چال‌های محیطی از دیواره با توجه به نوع دستگاه چالزنی بین ۳ تا ۱۲ سانتیمتر متفاوت است (استوار، ۱۳۸۲).

در تونل مورد مطالعه، در هر مقطع و برای هر چال محیطی، مقدار فاصله‌ی چال‌های محیطی از دیواره و همچنین زاویه‌های برون‌زدگی آن‌ها، مقدار ثابتی نداشت (همین مسأله یکی از دلایل نزدیک شدن برخی از چال‌ها به یکدیگر و در نتیجه افزایش احتمال وقوع پس‌شکست است). بنابراین بهتر است برای فاصله چال‌های محیطی از دیواره مقدار ثابتی در نظر گرفته شود و با توجه به آن و طول چال‌ها (یک متر)، زاویه‌ی برون‌زدگی تعیین شده و در هنگام حفر چال‌ها توسط حفار رعایت شود. باید این به نکته توجه کرد که یک الگوی انفجار هر چقدر هم که خوب طراحی شده باشد، اجرای ضعیف آن باعث نتایج نامطلوب خواهد شد.



شکل ۴-۲۹- مشخص کردن خط چال‌های محوری و مکان چال‌های محیطی (D_d فاصله‌ی خط چال‌های محیطی تا دیواره‌ی مقطع تونل است)

با توجه به مشاهدات صورت گرفته در هنگام عملیات چالزنی در سینه کارهای تونل مورد نظر، گرد و غبار ایجاد شده از عملیات چالزنی به حدی است که با وجود تهویه سینه‌کار، میزان دید اپراتورها به حداقل مقدار خود میرسد. این مسأله علاوه بر خطرات زیادی که برای سلامتی نیروی انسانی دارد باعث کاهش شدید تمرکز و دقت اپراتورها در حین حفر چال‌ها می‌شود. عملیات چالزنی باید همراه با تزریق آب یا آب پاشی و یا استفاده از دستگاه غبارگیر انجام شود. همانطور که گفته شد، یکی از عواقب کاهش دقت در حفر چال‌ها ممکن است وقوع پدیده پس‌شکست باشد.



شکل ۴-۳۰- استفاده از خط کش T شکل در جانمایی چال‌های انفجاری (Kim&Moon, 2013)

راهکار دیگری برای کاهش امکان وقوع پس‌شکست، استفاده از روش‌های پیش‌شکافی و انفجار کنترل شده برای چال‌های محیطی است. در روش پیش‌شکافی که ردیف چال‌های محیطی زودتر از بقیه چال‌ها حفر می‌شوند، به علت اینکه فاصله چال‌ها نسبت به روش انفجار کنترل شده کمتر است، هزینه و زمان بیشتری نسبت به روش دیگر برای چالزنی صرف می‌شود. به همین علت این روش به ندرت در انفجارهای تونلی استفاده می‌شود.

در روش انفجار کنترل شده، ابتدا باید الگوی انفجار چال‌های محیطی تونل براساس تئوری انفجار کنترل شده طراحی شود و سپس با توجه به نتایج به کارگیری آن در هر مقطع و همچنین با توجه به وضعیت توده سنگ در قسمت چال‌های محیطی، الگوی طراحی شده در هر مرحله به روز شود. در جدول (۴-۱۴) اطلاعات دو نمونه طرح پیشنهادی انفجار کنترل شده برای چال‌های محیطی تونل آورده شده است. برای طراحی الگوی چال‌های محیطی از جدول (۴-۱۵) استفاده شده است (Singh&Xavier, 2005). در شرایطی که لایه‌های مقاوم سیلتستون در قسمت سقف تونل قرار داشته باشند، می‌توان از طراحی نمونه ۱ استفاده کرد.

جدول ۴-۱۴- طرح پیشنهادی برای انفجار کنترل شده چال‌های محیطی (قطر چال‌ها ۳۵ میلیمتر است)

نمونه ۲		نمونه ۱		پارامتر
مقدار	رابطه	مقدار	رابطه	فاصله داری (m)
۰/۴۹	۱۴× قطر چال	۰/۵۲	۱۵× قطر چال	بارسنگ (حداکثر) (m)
۰/۵۸	۱/۲× داری	۰/۶۲	۱/۲× داری	حداقل تراکم خرج (Kg/m)
۰/۱	۸۰× (قطر چال) ^۲	۰/۱۱	۹۰× (قطر چال) ^۲	

برای تعیین مقدار بارسنگ واقعی، بایستی مقدار فاصله‌ی چال‌های محیطی تا دیواره از مقدار بارسنگ (حداکثر) کم شود.

جدول ۴-۱۵ - مقادیر فاکتورهای طراحی چال‌های محیطی با توجه به نوع سنگ (Singh&Xavier, 2005)

نوع سنگ	طبقه	فاکتور خرج ماده منفجره	فاکتور فاصله‌داری	فاکتور بارسنگ
سنگ سخت؛ درزه های قوی؛ وزن مخصوص بیشتر از ۲/۷؛ مقاومت فشاری بیشتر از ۲۲۰ Mpa	I	۱۰۰	۱۶	۱/۲
سنگ متوسط سخت ؛ درزه ضعیف ندارد؛ وزن مخصوص بیشتر از ۲/۵؛ مقاومت فشاری ۹۵-۱۳۵ Mpa	II	۹۰	۱۵	۱/۲
سنگ نرم؛ درزه های ضعیف؛ وزن مخصوص بیشتر از ۲/۳؛ مقاومت فشاری کمتر از ۷۰ Mpa	III	۸۰	۱۴	۱/۲

در تونل مورد نظر، تمام چال‌ها با سه عدد فشنگ ماده منفجره از نوع امولایت با سرعت انفجار ۵۰۰۰ تا ۵۲۰۰ متر در ثانیه منفجر می‌شوند. با توجه به اینکه در انفجار کنترل شده تمام طول چال باید خرج‌گذاری شود، می‌توان از دو عدد فشنگ دینامیت ظریف‌کاری با ابعاد ۱۷×۵۰۰ میلیمتر، وزن ۱۱۰ گرم و سرعت انفجار ۱۸۰۰ تا ۲۰۰۰ متر بر ثانیه، در هر چال استفاده کرد (استوار، ۱۳۸۲). سپس با توجه به نتایج انفجارها می‌توان برای دوره‌های بعدی انفجار، تصحیحات لازم را نیز اعمال کرد. نکته مهمی که باید به آن اشاره کرد، محدودیت معدن زغالسنگ طزره در تامین مواد منفجره است. در نتیجه، به جای استفاده از مواد منفجره مخصوص انفجار کنترل شده، می‌توانند از تعداد فشنگ امولایت کمتری برای چال‌های محیطی استفاده کنند. برای مثال در انفجار مقطع تونل، ابتدا از ۲ عدد فشنگ ماده منفجره در هر چال محیطی استفاده شود و با توجه به نتایج آن الگوی چال‌های محیطی را بهبود ببخشند.

برای انفجار چال‌های محیطی نیز می‌توان از چاشنی‌های فوری استفاده کرد. در انفجار کنترل شده، چال‌های محیطی به طور همزمان و بعد از انفجار چال‌های سایر قسمت‌های مقطع تونل منفجر می‌شوند. در صورت استفاده از چاشنی‌های همزمان اگرچه لرزش زیاد می‌شود اما از افزایش طول ترک‌ها و ایجاد پس‌شکست تا حد زیادی جلوگیری می‌شود. نکته دیگر استفاده از چاشنی با قدرت مناسب است. استفاده از چاشنی قوی ممکن است خسارت انفجار را بیشتر کند. بنابراین باید از چاشنی با قدرت متوسط استفاده کرد و با توجه به نتایج آن در مورد دور بعدی انفجار تصمیم‌گیری کرد. با وجود مطالب ذکر شده، اگر توده سنگ تونل مقاومت پایینی داشته و دارای ناپیوستگی باشد، به علت تأثیر ناپیوستگی‌ها بر روی عملکرد انفجار کنترل شده، با هیچ روش انفجاری نمی‌توان مقدار پس‌شکست و خسارت انفجار را تا حد مطلوب کاهش داد (Jang&Topal, 2013).

فصل ۵

جمع‌بندی و پیشنهادات

۵-۱- جمع‌بندی

حفر تونل یک امر ضروری برای پاسخ به برخی نیازهای جامعه امروز جهان از جمله حمل و نقل، ذخیره‌سازی، انتقال انرژی و... است. در طول ساخت تونل‌ها مشکلات مختلفی بروز می‌کنند. یکی از این مشکلات که در هنگام استفاده از روش چالزنی و انفجار اهمیت بیشتری پیدا می‌کند، پدیده پس شکست است. این پدیده مانند میزان خردایش، لرزش، پیشروی و تولید گاز سمی، یکی از نتایج بدیهی در عملیات انفجار است. پس شکست میزان حفاری اضافه‌ای است که در مقطع تونل رخ می‌دهد و باعث می‌شود تا مقطع ایجاد شده با مقطعی که به صورت تئوری طراحی شده است تفاوت داشته باشد. این تفاوت باعث بروز مشکلاتی در فرآیند احداث تونل می‌شود. این پدیده نتایج منفی‌ای برای مسئولین پروژه‌های معدنی یا عمرانی ایجاد می‌کند و در اثر کارهای بی‌حاصلی که برای اصلاح آن باید انجام داد، باعث کاهش بهره‌وری پروژه می‌شود. تحقیقات متعددی در زمینه پیش‌بینی پس شکست توسط محققان مختلف انجام شده و تلاش‌های زیادی برای ارائه یک مدل مناسب برای پیش‌بینی این پدیده صورت گرفته است. پدیده پس شکست به علت هزینه‌های مازادی که به پروژه تحمیل می‌کند، اهمیت دارد و باید با استفاده از روش‌های مناسب امکان وقوع آن پیش‌بینی شده و برای کنترل آن اقدام شود. به همین علت در این پایان‌نامه، توانایی برخی از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در زمینه‌ی پیش‌بینی پدیده پس شکست مورد ارزیابی قرار گرفت.

به منظور پیش‌بینی و در نهایت یافتن راه‌هایی برای کنترل پدیده پس شکست در طی حفر تونل‌ها، ابتدا باید عوامل تأثیرگذار بر این پدیده شناسایی و بررسی شوند. بعضی از این عوامل از کنترل مهندسين خارج هستند و در مقابل بعضی از آن‌ها نیز هستند که مهندسين در تأثیرات آن‌ها نقش مستقیم دارند. در بحث پیش‌بینی پس شکست عوامل تأثیرگذار به عنوان متغیرهای مستقل و میزان پس شکست به عنوان متغیر وابسته در نظر گرفته می‌شوند. عوامل تأثیرگذار بر پدیده پس شکست انواع مختلفی دارند و دسته‌بندی‌های مختلفی توسط محققان برای آن‌ها صورت گرفته است. عمده‌ی دسته‌بندی‌های صورت گرفته، عوامل تأثیرگذار را در دو گروه اصلی تقسیم بندی می‌کنند. این عوامل شامل عوامل غیرقابل کنترل یا پارامترهای زمین‌شناسی و عوامل قابل کنترل یا پارامترهای انفجار می‌شوند. دسته اول بیشتر شامل ویژگی‌های درزه‌ها و ناپیوستگی‌های ساختاری توده سنگ می‌شوند. این ویژگی‌ها باعث تأثیرگذاری روی کیفیت فرآیند انفجار شده و منجر به تضعیف امواج انفجار می‌شوند. دسته دوم شامل مشخصات الگو و طرح انفجار مقطع تونل هستند. این عوامل برخلاف دسته اول، توسط مهندسين قابل کنترل بوده و می‌توان با افزایش دقت در طراحی و اجرای عملیات چالزنی

و انفجار تأثیر آن‌ها را روی پدیده پس‌شکست کاهش داد. همچنین می‌توان از روش‌های کنترل شده در طراحی الگو انفجار استفاده کرد. در اکثر موارد به خاطر قابلیت کنترل پارامترهای انفجار، این ذهنیت ایجاد می‌شود که پارامترهای زمین‌شناسی تأثیر مهم‌تری روی وقوع پس‌شکست دارند. بعضی از محققین نیز در تحقیقات خود پارامترهای انفجار را ثابت فرض کرده و بیشتر توجه خود را روی پارامترهای زمین‌شناسی قرار می‌دهند. این شیوه صحیح نیست چون تمام عوامل در وقوع پس‌شکست تأثیر داشته و برای افزایش دقت کار باید هر دو دسته با هم بررسی شوند. پس برای ارزیابی پس‌شکست باید مجموعه‌ای از عوامل تأثیرگذار را شناسایی و مورد بررسی قرار داد. مقادیر متغیرهای مستقل مورد نیاز برای پیش‌بینی پس‌شکست از طریق برداشت‌های زمین‌شناسی و ثبت اطلاعات طرح انفجار تونل به دست می‌آیند و برای تعیین پارامتر وابسته یعنی پس‌شکست، بایستی آن را با برداشت مقطع قائم تونل در نوبت‌های مختلف انفجار محاسبه کرد. در این پایان‌نامه به منظور تهیه اطلاعات اولیه مورد نیاز برای پیش‌بینی پس‌شکست، مسیری از تونلی به نام "تعریض" واقع در معدن زغالسنگ طزره مورد مطالعه قرار گرفت.

پس از اجرای هر نوبت عملیات انفجار طی حفر تونل، مقطع حفاری شده نیاز به کنترل و ارزیابی دارد. از اطلاعات به دست آمده طی ارزیابی می‌توان برای ارتقای کیفیت مقطع بعدی که قرار است انفجار در آن صورت بگیرد، استفاده کرد. با استفاده از این اطلاعات میزان خسارتی که در اثر انفجار به توده سنگ پیرامون مقطع تونل وارد شده به دست می‌آید. میزان پس‌شکست و زیرشکست و محل وقوع آن‌ها مهمترین اطلاعاتی است که این ارزیابی‌ها ارائه می‌کنند. برای کسب این اطلاعات از تکنیک‌های مختلفی مانند روش‌های تماسی و غیرتماسی که محدوده‌ای از روش‌های ابتدایی تا بسیار پیشرفته را شامل می‌شوند. هر کدام از این روش‌ها مزایا و معایبی دارند. بعضی از این روش‌ها ساده‌اند اما وقت‌گیر و نادقیق هستند. بعضی دیگر بسیار دقیق و سریع بوده اما هزینه تجهیزات بسیار زیادی دارند. بعضی نتایج را سریع به دست نمی‌آورند، یعنی برای به کارگیری در نوبت انفجار بلافاصله بعد از برداشت مقطع تونل کارایی ندارند. با توجه به این محدودیت‌ها بایستی با در نظر گرفتن میزان حساسیت کار، هدف از برداشت، میزان سرمایه موجود و میزان تجهیزات در دسترس یکی از این روش‌ها را برای کنترل و برداشت مقطع قائم تونل انتخاب کرد.

در این مطالعه به دلیل مهیا نبودن تجهیزات مورد نیاز، تصمیم به ساخت دستگاهی بسیار ساده به منظور برداشت شکل مقطع تونل پس از عملیات انفجار، گرفته شد. این دستگاه با هزینه‌ی بسیار پایین منجر به محاسبه‌ی مقدار پس‌شکست در هر مقطع تونل شد. این دستگاه با استفاده از سیستم

مختصات قطبی عمل کرده و با استفاده از طول‌ها و زاویه‌های به دست آمده از آن می‌توان شکل مقطع تونل بعد از هر عملیات انفجار را رسم کرد. با به دست آوردن مقدار پس‌شکست برای مقاطع تونل، اطلاعات متغیر وابسته در مسأله‌ی پیش‌بینی پدیده پس‌شکست تعیین می‌شود. هدف اصلی این تحقیق بررسی کارایی روش‌های بهینه‌سازی هوشمند در زمینه‌ی پیش‌بینی پدیده‌ی پس‌شکست است. با توجه به آثار زیان بار این پدیده در فرآیند ساخت تونل، پیش‌بینی آن می‌تواند کمک بسیاری در کنترل و جلوگیری از این آثار زیان بار داشته باشد. برای انجام پیش‌بینی، اطلاعات زمین‌شناسی، انفجار و پس‌شکست، قبل و بعد از هر وهله انفجار در مقطع تونل، به ترتیب به عنوان متغیرهای مستقل و وابسته مدل‌های پیش‌بینی کننده مدنظر قرار گرفتند.

۵-۲- نتیجه‌گیری و پیشنهادات

در مبحث پیش‌بینی کردن پدیده‌ها اولین روشی که پیشنهاد می‌شود، استفاده از روش آماری رگرسیون خطی است یعنی بایستی آسان‌ترین راه برای رسیدن به جواب نهایی انتخاب شود. اما در صورت مطلوب نبودن نتایج، روش آماری دیگری به نام رگرسیون غیرخطی پیشنهاد می‌شود که کار با آن سخت‌تر از روش قبلی است. با این حال، استفاده از روش‌های آماری در بحث پیش‌بینی اغلب منجر به حذف بعضی از پارامترهای مسأله شده که این خود باعث کاهش صحت نتایج می‌شود. در این شرایط استفاده از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند می‌تواند این مشکل را بر طرف کند. این روش‌ها بدون حذف هیچ پارامتری مدل سازی را انجام می‌دهند. در نتیجه، نتایج آن‌ها از صحت بیشتری برخوردار خواهد بود. در این پایان نامه، نتایج بررسی عملکرد مدل‌های پیش‌بینی کننده مختلف نشان داد که در شرایط این تحقیق، منطق فازی و سیستم استنتاج فازی عصبی تطبیقی نسبت به سایر روش‌ها، قابلیت بهتری برای پیش‌بینی پس‌شکست دارند.

شبکه‌های عصبی مصنوعی به عنوان یکی از روش‌های بهینه‌سازی هوشمند، توانایی بسیار بالایی در مباحث مربوط به پیش‌بینی پدیده‌های مختلف دارند. اما در این شبکه‌ها شناخت کاملی از عملیات صورت گرفته در درون شبکه وجود ندارد و به عبارت دیگر این شبکه‌ها مانند یک جعبه سیاه عمل می‌کنند. بحث دیگری که وجود دارد، نبود قوانین و دستورات مشخص برای طراحی ساختار شبکه است. همچنین تنها پارامترهایی که طی فرآیند آموزش اصلاح می‌شوند، مقدار وزن ارتباطی بین سلول‌ها هستند و تغییری در جهت بهبود نتایج در پارامترهای توابع انتقال صورت نمی‌گیرد. علاوه بر این، برای عملکرد مطلوب شبکه‌های عصبی مصنوعی به داده‌های آموزشی زیادی نیاز است. با توجه به

نتایج به دست آمده در این پایان نامه، هنگامی که تعداد داده‌های آموزشی افزایش پیدا کردند، عملکرد مدل پیش‌بینی کننده بسیار بهبود پیدا کرد.

در منطق فازی برخلاف شبکه‌های عصبی مصنوعی ارتباط بین ورودی و خروجی مساله با کمک قوانین فازی قابل درک است. همچنین عدم قطعیت‌ها و ابهامات نیز با کمک توابع فازی قابل بیان هستند. همین نکات در عملکرد بهتر منطق فازی نسبت به شبکه عصبی مصنوعی نقش دارند. اما همانند شبکه‌های عصبی مصنوعی، در منطق فازی نیز پارامترهای توابع فازی قابل اصلاح نیستند و تنها می‌توان نوع آن‌ها را متفاوت انتخاب کرد. بنابراین، برای دستیابی به قابلیت یادگیری بهتر، دقت تقریب بیشتر و ساختار ساده‌تر، با الهام از قابلیت یادگیری شبکه‌های عصبی و خواص منطق فازی، می‌توان از شبکه‌های فازی عصبی تطبیقی موسوم به انفیس استفاده کرد. شبکه‌های فازی عصبی تطبیقی از قابلیت یادگیری شبکه‌های عصبی و قدرت استنتاج منطق فازی بهره می‌برند. در این شبکه‌ها پارامترهای غیرخطی که پارامترهای توابع فازی هستند نیز در طی فرآیند آموزش بروز می‌شوند. این مساله به همراه استفاده از روش مرکب برای فرآیند آموزش، به عملکرد بهتر سیستم فازی عصبی نسبت به منطق فازی و شبکه عصبی کمک کرده است.

ماشین بردار پشتیبان نیز با وجود مزایای زیادی که دارد، نقاط ضعفی هم دارد که ممکن است باعث عدم نتیجه‌گیری مناسب آن شوند. نقاط ضعف ماشین بردار پشتیبان شامل انتخاب نوع تابع کرنل مناسب و تعیین مقادیر بهینه برای پارامترهایی مانند γ ، ϵ و C می‌شوند. متأسفانه هیچ قانون تعریف شده‌ای برای تعیین مقادیر مناسب پارامترهای مورد نظر وجود ندارد و بیشتر براساس سعی و خطا تعیین می‌شوند. با توجه به نتایج به دست آمده، در این مورد خاص، ماشین بردار پشتیبان عملکرد مطلوبی نسبت به سایر روش‌های بهینه‌سازی هوشمند برای پیش‌بینی پس‌شکست نداشته است. همچنین می‌توان به این نکته اشاره کرد که برداشت پارامترهای امتیاز توده سنگ می‌تواند به صورت یک وظیفه عادی و معمول به عنوان قسمتی از فرآیند نقشه برداری سینه کار تونل قبل از هر نوبت انفجار انجام شود. با استفاده از اطلاعات جمع‌آوری شده و افزایش حجم پایگاه داده، مدل‌ها قدرتمندتر شده و می‌توانند به صورت کاربردی و عملی به عنوان یک سیستم اعلان خطر مورد استفاده قرار بگیرند. در این حالت یک مهندس با تجربه با تغییر طرح پایه انفجار می‌تواند میزان پس‌شکست را در مقطعی که قرار است انفجار شود، کاهش دهد. در اینجا می‌توان پیشنهاد کرد در کارهای آینده، مقادیر انحرافات چالزنی نیز به عنوان یکی از متغیرهای تأثیرگذار در مسأله‌ی پیش‌بینی پس‌شکست در نظر گرفته شوند.

پیوست‌ها

پیوست شماره ۱-اطلاعات تونل تعریض- معدن طزره

شماره مقطع	سطح مقطع(متر مربع)	RMR	PB(Kg/m)	SC(Kg/m ³)	SD(m/m3)	OB(%)
۱	۷/۶۴	۲۹	۶/۹۲	۱/۲۶	۲/۰۹	۱۰/۳۸
۲	۷/۶۴	۳۱	۳/۳۶	۰/۶۳	۱/۰۵	۱۶/۸۶
۳	۷/۶۴	۴۲	۲/۷۷	۰/۵۵	۰/۹۲	۲۵/۹۴
۴	۷/۶۴	۴۳	۱۰/۳۴	۱/۵۸	۲/۶۲	۱۵/۴۴
۵	۷/۶۴	۴۶	۱۰/۵۲	۱/۷۴	۲/۸۸	۱۲/۶۶
۶	۷/۶۴	۶۰	۱۳/۰۹	۲/۱۳	۳/۵۳	۶/۸۹
۷	۷/۶۴	۵۶	۷/۵۹	۱/۶۶	۲/۷۵	۱۰/۴۶
۸	۷/۶۴	۵۲	۱۰/۱۷	۲/۰۵	۳/۴۰	۱۱/۸۲
۹	۷/۶۴	۵۹	۱۱/۷۶	۱/۸۹	۳/۱۴	۱۳/۱۷
۱۰	۷/۶۴	۵۵	۱۳/۰۹	۲/۱۳	۳/۵۳	۲۲/۷۱
۱۱	۷/۶۴	۳۷	۱۰/۳۱	۱/۸۲	۳/۰۱	۲۶/۴۸
۱۲	۷/۶۴	۵۷	۱۲	۲/۲۹	۳/۸۰	۲۱/۴۰
۱۳	۷/۶۴	۵۳	۱۳/۸۵	۲/۲۱	۳/۶۶	۱۶/۸۰
۱۴	۷/۶۴	۳۸	۱۳/۹۳	۲/۲۹	۳/۸۰	۲۳/۶۴
۱۵	۷/۶۴	۶۱	۱۰	۱/۸۹	۳/۱۴	۵/۰۶
۱۶	۷/۶۴	۴۷	۱۳/۸۵	۲/۳۷	۳/۹۳	۱۳/۳۴
۱۷	۷/۶۴	۵۷	۱۳/۹۳	۲/۳۷	۳/۹۳	۱۶/۹۴
۱۸	۷/۶۴	۵۳	۱۰/۱۵	۲/۱۳	۳/۵۳	۱۴/۹۶
۱۹	۷/۶۴	۵۰	۱۲/۲	۲/۲۱	۳/۶۶	۱۲/۲۳
۲۰	۷/۶۴	۴۲	۱۱/۲	۱/۸۹	۳/۱۴	۲۴/۱۵
۲۱	۷/۶۴	۵۵	۱۰/۱۵	۱/۸۸	۳/۱۴	۱۲/۲۰
۲۲	۷/۶۴	۵۳	۱۰/۲	۱/۸۱	۳/۰۱	۳/۰۰
۲۳	۷/۶۴	۵۵	۱۱/۲	۱/۸۱	۳/۰۱	۱۶/۳۰

پیوست شماره ۲- اطلاعات تونل البرز

شماره مقطع	سطح مقطع (متر مربع)	خرج ویژه کل (kg/m ³)	حفری ویژه کل (m/m ³)	نسبت خرج به بارسنگ در محیط (کیلوگرم)	RMR	overbreak(%)
1	65.55	1.27	1.87	16.8	46	8.34
2	65.55	1.34	1.74	24	46	0.43
3	65.55	1.81	2.33	32.4	46	4.03
4	65.55	1.79	2.33	52	46	6.60
5	65.55	1.52	1.96	54	46	8.71
6	65.55	1.60	1.82	33.6	47.5	6.16
7	65.55	1.61	1.85	31.2	47.5	3.73
8	65.55	1.65	1.97	32.4	47.5	7.25
9	65.55	1.30	2.01	32.4	47.5	7.71
10	65.55	1.33	1.73	31.2	47.5	1.87
11	65.55	1.63	1.70	43.2	41	1.52
12	65.55	1.47	1.70	62.4	41	1.89
13	65.55	1.29	1.73	39.6	41	8.18
14	65.55	1.90	2.12	54	41.5	2.50
15	65.55	1.94	2.04	50	41.5	2.31
16	65.55	1.52	1.74	50	41.5	4.74
17	65.55	1.68	2.14	48	41.5	3.73
18	65.55	1.28	1.84	44.8	46	6.12
19	65.55	1.40	1.91	40	46	4.05
20	65.55	1.53	2.04	40	46	4.92
21	65.55	1.56	1.92	40	32	4.94
22	65.55	1.49	1.99	40	32	4.01
23	65.55	1.51	1.79	40	32	6.58
24	65.55	1.75	2.16	40	42	6.69
25	65.55	1.48	1.77	40	42	11.36
26	65.55	1.48	1.78	40	43	6.37
27	65.55	1.55	1.74	28.8	52	14.14
28	65.55	1.67	2.01	28.8	52	3.87
29	65.55	1.34	1.73	27.6	51	2.76
30	65.55	1.18	1.49	28.8	40	5.71
31	65.55	1.18	1.43	24	40	4.62
32	65.55	1.20	1.57	25.2	48.5	5.97
33	65.55	1.32	1.71	24	54.5	8.51
34	65.55	1.39	1.82	25.2	54.5	2.88
35	65.55	1.18	1.50	21.6	54.5	1.14
36	65.55	1.24	1.59	26.4	54.5	1.40
37	65.55	1.23	1.56	27.6	54.5	2.05
38	65.55	1.47	1.81	29.2	54.5	0.69
39	65.55	1.59	1.93	32	54.5	2.03
40	65.55	1.39	1.73	31.6	54.5	2.44
41	65.55	1.22	1.48	32	54.5	1.94
42	65.55	1.33	1.62	32	54.5	1.65

شماره مقطع	سطح مقطع (متر مربع)	خرج ویژه کل (kg/m ³)	حفاری ویژه کل (m/m ³)	نسبت خرج به بارسنگ در محیط (کیلوگرم)	RMR	overbreak (%)
43	65.55	1.46	1.76	32	50.5	0.72
44	65.55	1.35	1.66	32	50.5	0.48
45	65.55	1.33	1.65	33.6	50.5	2.29
46	65.55	1.35	1.66	33.6	50.5	2.65
47	65.55	1.43	1.74	32	50.5	1.34
48	65.55	1.37	1.74	32	50.5	1.99
49	65.55	1.54	1.85	31.2	50.5	0.83
50	65.55	1.60	2.05	32.4	50.5	1.08
51	65.55	1.54	1.98	30.4	50.5	1.26
52	65.55	1.49	1.91	32	50.5	4.79
53	65.55	1.64	2.07	31.2	50.5	4.72
54	65.55	1.76	1.98	32	50.5	2.64
55	65.55	1.42	1.76	32.8	50.5	2.29
56	65.55	1.31	1.63	32	50.5	8.28
57	65.55	1.38	1.84	32	50.5	3.16
58	65.55	1.84	2.25	32	50.5	6.45
59	65.55	1.48	1.94	31.6	40.5	5.45
60	65.55	1.77	2.35	32.8	40.5	2.13
61	65.55	1.39	1.70	24	47	2.20
62	65.55	1.41	1.73	24.4	47	2.23
63	65.55	1.55	1.85	32	47	0.34
64	65.55	1.62	1.93	32	47	0.52
65	65.55	1.81	2.25	31.2	47	0.72
66	65.55	1.62	1.98	30	47	1.73
67	65.55	2.20	2.65	28.8	47	1.13
68	65.55	2.62	3.41	34.4	51	1.24
69	65.55	2.48	3.38	32.4	51	1.75
70	65.55	1.57	2.09	36.8	51	3.39
71	65.55	1.96	2.37	33.2	51	2.20
72	65.55	1.79	2.46	34	51	1.07
73	65.55	1.81	2.43	34.4	51	1.38
74	65.55	1.67	2.85	34	51	0.78
75	65.55	1.69	2.28	34	51	0.61
76	65.55	1.64	2.47	33.6	51	0.85
77	65.55	1.86	2.32	34.4	51	1.35
78	65.55	2.10	2.60	36.4	35	1.34
79	65.55	1.65	2.00	43.2	35	1.58
80	65.55	1.80	2.39	41.6	35	0.69
81	65.55	1.62	1.97	31.2	35	1.50
82	65.55	1.85	2.19	28.8	50	2.02
83	65.55	1.51	2.03	30.8	50	2.83
84	65.55	2.49	2.95	61.6	50	1.23
85	65.55	1.66	2.21	56.4	50	1.38
86	65.55	1.96	2.60	56.4	50	1.55

شماره مقطع	سطح مقطع (متر مربع)	خرج ویژه کل (kg/m ³)	حفاری ویژه کل (m/m ³)	نسبت خرج به بارسنگ در محیط (کیلوگرم)	RMR	overbreak(%)
87	65.55	2.43	3.21	55.6	50	2.80
88	65.55	1.77	2.24	58	50	2.10
89	65.55	1.85	2.35	63.6	50	1.82
90	65.55	1.58	2.06	58.4	50	2.09
91	65.55	1.89	2.40	56	50	3.41
92	65.55	2.43	3.03	52	50	2.86
93	65.55	1.70	2.10	72.4	50	3.25
94	65.55	1.28	2.00	72.8	51.5	4.66
95	65.55	1.34	2.02	72.4	51.5	4.68
96	65.55	1.90	2.31	72.4	51.5	4.77
97	65.55	1.50	1.83	62.4	51.5	3.52
98	65.55	1.81	2.23	64.8	51.5	2.99
99	65.55	1.12	1.58	56.4	51.5	4.96
100	65.55	1.33	1.87	57.2	51.5	4.46
101	65.55	1.41	2.00	60.4	50.5	1.40
102	65.55	1.48	2.23	68	50.5	3.18
103	65.55	1.34	1.91	68	50.5	5.99
104	65.55	2.08	2.22	46	39	8.41
105	65.55	1.91	3.25	8.8	33	7.35
106	65.55	1.11	1.85	13.6	43.5	9.32
107	65.55	1.44	1.94	13.6	43.5	9.55
108	65.55	1.43	2.47	9.2	43.5	10.26
109	65.55	1.30	2.15	12	43.5	7.98
110	65.55	1.35	1.88	12	43.5	8.64
111	65.55	1.60	2.22	9.2	46.5	8.46
112	65.55	1.02	1.45	17.6	46.5	8.95
113	65.55	1.82	2.11	21.6	46.5	7.67
114	65.55	1.59	1.85	12	46.5	7.73
115	65.55	1.36	1.69	17.6	46.5	5.59
116	65.55	1.93	2.41	17.6	46.5	8.35
117	65.55	1.56	1.79	20.4	46.5	8.69
118	65.55	1.72	2.14	24	46.5	7.13
119	65.55	1.74	2.40	16	46.5	5.81
120	65.55	1.65	2.14	32	46.5	8.48
121	65.55	1.92	2.05	32	46.5	7.63
122	65.55	1.72	2.07	32	46.5	6.67
123	65.55	1.95	2.20	30.4	46.5	7.60
124	65.55	1.79	2.63	32.8	42.5	6.27
125	65.55	1.76	2.29	57.6	42.5	4.79
126	65.55	1.36	2.27	57.6	47	4.76
127	65.55	1.43	2.35	28.8	47	5.71
128	65.55	1.77	3.20	18.4	47	5.80
129	65.55	1.52	2.13	128.8	47	8.64
130	65.55	1.29	1.91	95.6	47	9.21

شماره مقطع	سطح مقطع (متر مربع)	خرج ویژه کل (kg/m3)	حفاری ویژه کل (m/m3)	نسبت خرج به بارسنگ در محیط (کیلوگرم)	RMR	overbreak (%)
131	65.55	1.55	2.16	87.6	47	7.50
132	65.55	1.17	1.81	85.2	47	12.08
133	65.55	1.33	1.79	105.2	47	12.28
134	65.55	1.45	2.13	80.2	47	7.24
135	65.55	1.27	1.81	62.8	51	4.63
136	65.55	1.25	1.74	62.8	51	4.76
137	65.55	2.08	2.35	42.8	51	5.13
138	65.55	1.53	2.04	82.8	51	4.86
139	65.55	1.30	1.89	71.6	51	7.30
140	65.55	1.20	1.46	82.8	51	9.26
141	65.55	1.76	2.37	72.8	51	11.60
142	65.55	1.19	1.31	10	52	9.92
143	65.55	1.03	1.33	10	52	8.64
144	65.55	1.34	1.80	17.6	52	7.89
145	65.55	0.95	1.37	8	52	7.77
146	65.55	1.15	2.19	20	49	9.51
147	65.55	0.99	1.65	79.2	49	8.50
148	65.55	1.61	2.12	16.8	49	7.56
149	65.55	1.13	1.47	18	18	7.38
150	65.55	1.19	1.65	35.2	18	7.96
151	65.55	0.84	1.51	33.6	18	8.73
152	65.55	1.01	1.79	36	18	8.64
153	65.55	1.10	1.52	66	18	7.61
154	65.55	1.39	1.75	25.2	18	6.14
155	65.55	1.41	2.01	66	18	8.20
156	65.55	1.78	2.51	77.6	18	7.91
157	65.55	1.35	1.96	76	18	7.76
158	65.55	1.17	1.90	36.8	68.5	6.48
159	65.55	1.75	2.38	66.8	68.5	5.07
160	65.55	1.39	2.08	82	68.5	5.62
161	65.55	1.23	2.01	82	68.5	6.64
162	65.55	1.23	1.93	82	68.5	6.06
163	65.55	1.04	1.77	82	68.5	7.04
164	65.55	1.77	2.26	66	68.5	5.42
165	65.55	1.36	1.86	67.6	68.5	4.09
166	65.55	1.69	1.70	75.2	68.5	4.82
167	65.55	1.48	1.95	28.8	68.5	4.46
168	65.55	1.31	1.97	89.2	68.5	8.68
169	65.55	1.21	2.11	67.6	68.5	7.15
170	65.55	1.38	2.26	87.6	68.5	7.11
171	65.55	1.20	1.64	59.6	68.5	7.69
172	65.55	1.22	1.73	87.6	68.5	5.56
173	65.55	1.30	1.60	97.6	68.5	6.20
174	65.55	1.19	1.49	95.2	69.5	9.03

شماره مقطع	سطح مقطع (متر مربع)	خرج ویژه کل (kg/m ³)	حفاری ویژه کل (m/m ³)	نسبت خرج به بارسنگ در محیط (کیلوگرم)	RMR	overbreak(%)
175	65.55	1.42	1.94	97.6	69.5	6.43
176	65.55	1.45	2.08	97.6	69.5	6.37
177	65.55	1.55	2.34	26.4	69.5	5.30
178	65.55	1.25	1.64	26.4	69.5	6.45
179	65.55	1.06	1.51	72.6	69.5	6.56
180	65.55	1.04	1.48	72.6	69.5	5.86
181	65.55	1.01	1.44	72.6	69.5	7.35
182	65.55	1.09	1.56	72.6	69.5	6.24
183	65.55	1.37	1.86	87.6	69.5	5.81
184	65.55	1.11	1.40	87.6	69.5	7.83
185	65.55	1.27	1.73	87.6	69.5	6.62
186	65.55	1.06	1.85	67.6	69.5	5.98
187	65.55	1.11	1.52	67.6	69.5	3.72
188	65.55	1.00	1.60	67.6	69.5	4.68
189	65.55	1.09	1.61	67.6	69.5	5.49
190	65.55	1.21	1.74	67.6	69.5	6.63
191	65.55	1.10	1.50	77.6	69.5	7.36
192	65.55	1.31	1.71	77.6	69.5	5.41
193	65.55	1.15	1.78	77.6	69.5	5.22
194	65.55	1.20	1.63	77.6	69.5	4.72
195	65.55	1.28	1.75	77.6	69.5	7.55
196	65.55	1.13	1.81	47.6	69.5	7.69
197	65.55	1.13	1.74	47.6	69.5	7.82
198	65.55	1.44	1.96	67.6	69.5	6.92
199	65.55	1.47	1.99	67.6	69.5	5.55
200	65.55	1.42	1.66	67.6	69.5	5.43
201	65.55	1.36	1.59	67.6	69.5	5.64
202	65.55	1.66	1.94	67.6	69.5	7.15
203	65.55	1.52	1.84	67.6	69.5	7.21
204	65.55	1.49	1.63	87.6	69.5	7.22
205	65.55	1.41	1.40	67.6	69.5	12.90
206	65.55	1.71	1.43	67.6	69.5	7.23
207	65.55	1.43	1.74	87.6	69.5	6.17
208	65.55	1.26	1.53	87.6	69.5	4.17
209	65.55	1.39	1.73	87.6	70	7.12
210	65.55	1.25	1.55	87.6	70	5.46
211	65.55	1.13	1.40	87.6	70	7.94
212	65.55	1.22	1.51	87.6	70	4.61
213	65.55	1.56	1.63	97.6	70	4.88
214	65.55	1.49	1.62	97.6	70	4.67
215	65.55	1.67	1.82	97.6	70	4.40
216	65.55	1.38	1.56	97.6	70	4.89
217	65.55	1.38	1.50	97.6	70	5.43

پیوست شماره ۳- اطلاعات ۵ عدد تونل در کشور هندوستان

شماره تونل	شماره مقطع	مساحت مقطع (مترمربع)	نسبت خرج به بارسنگ در محیط (kg/m)	خرج ویژه کل (kg/m ³)	حفاری ویژه کل (m/m ³)	RMR	overbreak(%)
1	1	14.40	19.30	2.35	2.92	60	5.83
	2	14.40	17.57	2.14	2.92	60	17.01
	3	14.40	19.30	2.35	2.92	60	18.80
	4	16.00	19.04	1.93	3.25	60	18.43
	5	16.00	16.48	1.67	3.25	60	26.55
2	6	12.00	12.01	5.08	3.67	63	3.99
	7	16.00	18.56	1.89	3.25	63	24.17
	8	16.00	20.00	2.03	3.25	63	19.66
	9	12.00	9.54	3.50	3.67	63	17.90
	10	12.00	7.92	2.90	3.67	63	18.20
	11	12.00	12.84	4.71	3.67	63	16.55
	12	12.00	9.72	3.56	3.67	63	7.78
	13	12.00	11.83	3.83	3.67	63	17.69
	14	12.00	6.81	2.88	3.67	63	10.75
	15	12.00	9.25	2.99	3.67	63	14.73
3	16	16.00	18.08	2.94	3.25	63	22.20
	17	6.25	5.64	0.96	5.44	62	18.44
	18	6.25	5.36	1.82	5.44	62	15.42
	19	6.25	5.60	1.90	5.44	62	18.38
	20	6.25	4.96	1.69	5.44	62	22.36
4	21	6.25	5.76	1.96	5.44	62	21.48
	22	6.25	5.24	1.78	5.44	62	18.99
	23	6.25	5.92	2.01	5.44	62	12.21
	24	6.25	5.92	2.01	5.44	62	29.97
	25	6.25	5.24	1.78	5.44	62	27.22
5	26	6.25	5.64	1.92	5.44	62	24.45
	27	6.25	5.64	1.92	5.44	62	21.15
	28	6.25	4.68	1.59	5.44	62	17.92
	29	6.25	5.28	1.80	5.44	62	22.91
	30	6.25	5.80	1.97	5.44	62	22.93

منابع و مآخذ

منابع به ترتیب حروف الفبای فارسی و انگلیسی :

استوار ر، (۱۳۸۲) "تشکاری در معادن"، جلد اول، چاپ هشتم، انتشارات دانشگاه صنعتی امیر کبیر، تهران، ص ۴۲.

اکبرزاده توتونچی م.ر، (۱۳۸۹) "محاسبات نرم"، جزوه درسی، دانشگاه فردوسی مشهد.

ترابی ر، (۱۳۸۳) "مقدمه ای بر مکانیک سنگ"، چاپ سوم، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، ص ۱۹۷.

توکلی پ. و کریم پور ع، (۱۳۹۲) "ANFISRC : شبکه فازی -عصبی ANFIS تقویت شده با خوشه-بندی"، بیست و یکمین کنفرانس مهندسی برق ایران، دانشگاه فردوسی مشهد.

ثابتزاده م. باقری ر.ا. و شهریاری م، (۱۳۹۱) "پیش‌بینی خواص مکانیکی نانوکامپوزیت‌های پلی اتیلن سبک نشاسته گرمانرم با استفاده از سامانه‌ی فازی-عصبی تطبیقی"، مجله علوم و تکنولوژی پلیمر، شماره ۳، دوره ۲۵: ص ۱۷۱.

رنگین رخ م. حاتمی ع.ر. و رشیدی ح.ر، (۱۳۹۱) "پیش‌بینی بار الکتریکی کوتاه مدت با استفاده از ماشین بردار پشتیبان"، اولین کنفرانس اتوماسیون صنعت برق، دانشگاه فردوسی مشهد.

شهابی فر م، (۱۳۸۳) "تخمین ذخیره کانسار با استفاده از شبکه های عصبی مصنوعی"، کنفرانس مهندسی معدن ایران، دانشگاه تربیت مدرس، تهران.

صمد زادگان ف. و حسنی ح.س، (۱۳۹۱) "تعیین ماشین‌های بردار پشتیبان بهینه در طبقه‌بندی تصاویر فرا طیفی بر مبنای الگوریتم ژنتیک"، فصلنامه اطلاعات و ارتباطات ایران، سال چهارم، شماره ۱۳ و ۱۴: ص ۹.

عطائی م، (۱۳۸۹) "تصمیم‌گیری چند معیاره فازی"، چاپ اول، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، سمنان، ص ۱.

معماریان ح، (۱۳۸۷) "زمین‌شناسی مهندسی و ژئوتکنیک"، چاپ پنجم، انتشارات و چاپ دانشگاه تهران، ص ۱۹۶.

Abdulshahed A.M. Longstaff A.P. & Fletcher S. (2015) "The application of ANFIS prediction models for thermal error compensation on CNC machine tools", *Appl. Soft Comput*, 27, pp 158.

- Amini H. Gholami R. Monjezi M. Torabi S.R. & Zadhesh J. (2012) "Evaluation of fly rock phenomenon due to blasting operation by support vector machine", *Neural computing & Application*, 21, pp 2077.
- Armaghani D.J. Hajihassani M. Mohamad E.T. Marto A. & Noorani S.A. (2014) "Blasting-induced flyrock and ground vibration prediction through an expert artificial neural network based on particle swarm optimization", *Arabian Journal of Geosciences*, 12, 7, pp 5383.
- Chakraborty A.K. Jethwa J.L. & Palthankar A.G. (1994) "Assessing the effects of joint orientation and rock mass quality on fragmentation and over break in tunnel blasting", *Tunn.Undegr.Space Technol*, 4, 9, pp 471.
- Dey K. & Murthy V.M.S.R. (2012) "Prediction of blast induced over break from uncontrolled burn-cut blasting in tunnel driven through medium rock class", *Tunn.Undegr.Space Technol*, 28, pp 40.
- Ebrahimi E. Monjezi M. Khalesi M.R. & Armaghani D.J. (2016) "Prediction and optimization of back-break and rock fragmentation using an artificial neural network and a bee colony algorithm", *Bull Eng Geol Environ*, 1, 75, pp 27.
- Esmaeili M. Osanloo M. Rashidinejad F. Aghajani B.A. & Taji M. (2014) " Multiple regression, ANN and ANFIS models for prediction of backbreak in the open pit blasting", *Engineering with Computers*, 4, 30, pp 549.
- Feng qiang G. Xi bing L. & Wei Z. (2008) "Over-excavation forecast of underground opening by using bayes discriminatnt analysis method", *J. Cent. South Univ. Technol.*, 15, pp 498.
- Fişne A., Kuzu C., Hüdaverdi T. (2011) "Prediction of environmental impacts of quarry blasting operation using fuzzy logic", *Environ Monit Assess*, 174, pp 461-470.
- Gassemi E. Kalhori H. & Bagherpour R. (2016) "A new hybrid ANFIS–PSO model for prediction of peak particle velocity due to bench blasting", *Engineering with Computers*, doi: 10.1007/s00366-016-0438-1.
- Hajihassani M. Armaghani D.J. Sohaei H. Tonnizam E.M. & Marto A. (2014) "Prediction of airblast-overpressure induced by blasting using a hybrid artificial neural network and particle swarm optimization", *Appl Acoust*, 80, pp 57.
- Hossaini M.F. Mohammadi M. Hahjiantilaki N. & Tavallaie A., (2015) "Cause of dynamic overbreak and control measures taken at the Alborz tunnel, Iran", 15th coal Operators Conferance, P 316, University of Wallongong, Asturalia.
- Ibarra J.A. Maerz N.H. & Franklin J.A. (1996) "Over break and under break in underground openings Part2: causes and implications", *Geotech Geol Eng*, 14, pp 325.

Jang H. & Topal E. (2013) "Optimizing over break prediction based on geological parameters comparing multiple regression analysis and artificial neural network", *Tunn.Undegr.Space Technol*, 38, pp 161.

Jonas O., (2008), MSc. thesis, "Evaluation of hard rock tunnel data- a compilation of geological parameters", Earth science center, University of Gothenburg, Sweden.

Kaiser P.K. & Cai M. (2012) "Design of rock support system under rock burst condition", *J.Rock.mech.Geotech.Eng*, 4, 3, pp 215.

Khandelwal M. Monjezi M. (2013) "Prediction of Backbreak in Open-Pit Blasting Operations Using the Machine Learning Method", *Rock Mech Rock Eng*, 46, pp 389.

Khandelwal M. Kankar P.K. Harsha S.P. (2010) "Evaluation and prediction of blast induced ground vibration using support vector machine", *Int J Min Sci Technol*, 20, pp 64.

Kim Y. & Moon H. (2013) "Application of the guideline for over break control in granitic rock mass in Korean tunnels", *Tunn.Undegr.Space Technol*, 35, pp 67.

Mahtab M.A. Rossier K. Kalamaras G.S. & Grasso P. (1997) " Assessment of geological over break for tunnel design and contractual claims", *Int. J. Rock Mech & Min. Sci*, 3-4, 34, Paper No. 185.

Mandal S.K. Singh M.M. & Dasgupta S. (2008) "Theoretical concept to understand plan and design smooth blasting pattern", *Geotech Geol Eng*, 26, pp 399.

Mandal S.K. & Singh M.M. (2009) "Evaluating extent and causes of over break in tunnels", *Tunn.Undegr.Space Technol*, 24, pp 22.

Mohammadi M. Farouq M.H. Mirzapour B. Hajiantilaki N. (2015) "Use of fuzzy set theory for minimizing overbreak in underground blasting operations – A case study of Alborz Tunnel, Iran", *Int J Min Sci Technol*, 3, 25, pp 439.

Monjezi M. Rezaei M. & Yazdian V.A. (2009) "Prediction of rock fragmentation due to blasting in Gol-E-Gohar iron mine using fuzzy logic", *Int J Rock Mech Min Sci*, 8, 46, pp 1273.

Monjezi M. Rezaei M. & Yazdian V.A. (2010) "Prediction of back break due in open-pit blasting using fuzzy logic", *Expert System with Applications*, 37, pp 2637.

Monjezi M. Dehghani H. (2010) "Evaluation of effect of blasting pattern parameters on back break using neural network", *Int J Rock Mech Min Sci*, 45, pp1446.

Monjezi M. Rizi S.H. Majd V.J. & Khandelwal M. (2014) "Artificial neural network as a tool for backbreak prediction", *Geotech Geol Eng*, 1, 32, pp 21.

Monjezi M. Bahrami A. Varjani A.Y. & Sayadi A.K. (2011a) "Prediction and controlling of fly rock in blasting operation using artificial neural network", *Arabian Journal of Geosciences*, 4, pp 421.

- Monjezi M. Amini H. Yazdian A. (2011b) "Optimization of Open pit Blast Parameters using Genetic Algorithm", *Int J Rock Mech Min Sci*, 48, pp 864.
- Murthy V.M.S.R. Dey K. & Raitani R. (2003) "Prediction of over break in underground tunnel blasting a case study", *Journal of Canadian Tunnelling Canadien*, pp 109.
- Priest S.D. (1993), "*Discontinuity Analysis for Rock Engineering*", 1th Edition, Chapter 3&5, Springer, Netherlands.
- Priest S.D. & Hudson J.A. (1976) "Discontinuity Spacing in Rock", *Int. J. Rock. Mech. Min. Sci & Geomech*, 13, pp 135.
- Rezaei M. Monjezi M. & Varjani A.Y. (2012) "Development of fuzzy model to predict flyrock in surface mining", *Safety Science*, 49, pp 298.
- Rustan A.P. (1998) "Micro-sequential contour blasting-how does it influence the surrounding rock mass? ", *Engineering Geology*, 49, pp 303.
- Sayadi A. Monjezi M. Talebi N. & Khandelwal M. (2013) "A comparative study on the application of various artificial neural networks to simultaneous prediction of rock fragmentation and back break", *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 5, pp 318.
- Schmitz R.M. Viroux S. Charlier R. & Hick S. (2006). The role of rock mechanics in analyzing over break: application to the soumagne tunnel, pp 631-636, In: "*EURock 2006: Multiphysics coupling and long term behavior in rock mechanics*", Van Cotthem A., Charlier R., Thimus J.F. and Tshibangu J.P., Taylor & Francis Group, London.
- Shiwei s. Lie N. Shulin D. & Yan X. (2013) "Influence Mechanism of Lamella Joints on Tunnel Blasting Effect", *Res. J. Appl. Sci. Eng. Technol*, 5, 20, pp 4905.
- Singh B. & Goel R.K. (2011), "*Engineering Rock Mass Classification : tunneling, foundations, and landslides*", ELSEVIER Inc, UK, pp.197.
- Singh S.P. (1992) "Mining industry and blast damage", *Journal of Mine, Metals & Fuels*, pp 465.
- Singh S.P. (2001) "Influence geology blast damage", *CIM Bulletin*, 94, pp 121.
- Singh S.P. and Xavier P. (2005) "Causes, impact and control of over break in underground excavation", *Tunn.Undegr.Space Technol*, 20, pp 63.
- Sun S. Liu J. and Wei J. (2013) "Prediction of over break blocks in tunnels based on the wavelet neural network method and the geological statistics theory", *Mathematical Problems in Engineering*, Article ID 70649.
- Zhao C.Y. Zhang H.X. Zhabg X.Y. Liu M.C. Hu Z.D. Fan B.T. (2006) "Application of support vector machine(SVM) for prediction toxic activity of different data sets", *Journal of Toxicology*, 217, pp 105.

Abstract

According to the human requirement such as mineral supplement, transportation, underground storage etc., tunnel construction is an evident need. Overbreak is one of the unfortunate phenomenons that we are encountering in the tunneling, particularly in the drill and blast tunneling method. Overbreak phenomenon, cause to decreasing the safety of working environment and increasing the operational costs. Overbreak prediction is the first step to decreasing the damaging effects of this phenomenon in the tunnel construction process. Causing factors of over break are classified into two groups of uncontrollable factors (geological parameters) and controllable factors (blasting parameters) and all of the factors are nonlinearly correlated. In this study, at first, 262 sets of causing factors and overbreak data were applied to the multiple linear and nonlinear regression, Artificial Neural Network, Fuzzy logic, Adaptive Network-based Fuzzy Inference System and support vector machine to predict over break as input and output parameters, respectively. The result of prediction models illustrate that the fuzzy and adaptive network-based fuzzy inference system models, have done more appropriate prediction than other prediction models. With awareness of the overbreak occurrence, we can use controlling and preventing methods to reduce the harmful effects of this phenomenon, and ultimately improve project performance.

Keywords: overbreak, tunnel, linear and nonlinear multiple regression, ANN, fuzzy logic, ANFIS, SVM



Shahrood University of Technology

Faculty of mining, petroleum and geophysics

Msc Thesis in mine exploitation

Overbreak forecast in tunnels excavation by using the intelligence
optimization methods(Case study: Tazare coal mines)

By: Adel Mottahedi

Supervisors:

Dr Farhang Sereshki

Dr Mohammad Ataei

September 2016