

تحلیل حساسیت اثر بارگذاری دینامیکی بر فضاهای زیرزمینی بدون پوشش به روش عددی

مرتضی رحیمی دیزجی^۱، احمد فهیمی فر^{۲*}، مسعود جبارزاده^۳

^۱ دانشکده مهندسی معدن و متالورژی، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران
^۲ دانشکده مهندسی عمران و محیط زیست، دانشگاه صنعتی امیرکبیر، تهران، ایران
^۳ دانشکده فنی، دانشگاه تهران، تهران، ایران

تاریخچه داوری:

دریافت: ۱۰ تیر ۱۳۹۵
بازنگری: ۱۶ تیر ۱۳۹۶
پذیرش: ۲۶ تیر ۱۳۹۶
ارائه آنلاین: ۱۵ مرداد ۱۳۹۶

کلمات کلیدی:

بارگذاری دینامیکی
انفجار
فضاهای زیرزمینی
شبیه‌سازی عددی
مکانیک سنگ

چکیده: پرتابه زمین نفوذی سلاحی است که در وهله اول با هدف نفوذ در زمین و سپس انفجار در زیر زمین و آسیب رساندن به فضاها و تاسیسات زیرزمینی و مدفون طراحی و ساخته شده و از اینرو تهدیدی برای پایداری و امنیت فضاهای زیرزمینی محسوب می‌گردد. در این تحقیق، اثر پرتابه‌های زمین نفوذی انفجاری بر پایداری فضاهای زیرزمینی به روش شبیه‌سازی عددی بوسیله نرم‌افزار FLAC2D بررسی و مطالعه می‌شود. با توجه به تاثیر متغیرهای متعدد بر این مسأله، تحلیل حساسیت روی پارامترهایی همچون عمق روباره، عرض دهانه حفاری و نسبت تنش‌های زمین (تنش افقی به تنش قائم) صورت گرفت. اثر هر کدام از پارامترها بر میزان گسترش ناحیه خرابی در اطراف محل انفجار و فضای زیرزمینی و میزان تغییر شکل اطراف فضای زیرزمینی بررسی شد. بدین منظور، در مجموع حدود ۴۰ مدل عددی تحلیل شده و نتایج مورد نیاز استخراج گردید. با توجه به نتایج بدست آمده، با افزایش دهانه حفاری ناحیه خرابی گسترش پیدا کرده و با افزایش عمق حفاری و نسبت تنش افقی به قائم، کاهش پیدا می‌کند. همچنین مهمترین عاملی که پایداری فضای زیرزمینی را تحت تاثیر قرار می‌دهد، عمق آن می‌باشد به گونه‌ای که با افزایش عمق حفاری، میزان خرابی اطراف آن در برابر انفجار کاهش می‌یابد. بر اساس میزان تغییر شکل سقف فضای زیرزمینی وضعیت پایداری فضای زیرزمینی ارزیابی شده و اثر متغیرهای مختلف بر آن مورد بررسی قرار می‌گیرد. در نهایت مجموعه اطلاعات تحلیل حساسیت حاصل از نتایج مدل‌سازی عددی، توسط نرم‌افزار آماری SPSS بصورت یک نمودار طراحی ترسیم شده و رابطه آن نیز ارائه شد.

۱- مقدمه

پرتابه‌های زمین نفوذی^۱ یکی از سلاح‌هایی است که می‌تواند پایداری فضاهای زیرزمینی و تاسیسات مدفون را تهدید کند؛ پرتابه نفوذی پس از برخورد با زمین با سرعت بالا، تا عمق مشخصی نفوذ کرده و سپس منفجر می‌شود. از جمله آن‌ها می‌توان به بمب‌های هوشمند GBU^۲ اشاره کرد که در دسته بمب‌های با هدایت لیزری LGB^۳ قرار می‌گیرند. این سلاح‌ها برای صدمه به فضاهای زیرزمینی ساخته شده‌اند ولی طراحی آن‌ها به گونه‌ای نیست که لزوماً و دقیقاً به عمقی که سازه مذکور حفر شده برسند زیرا به محض برخورد به سطح زمین سرعت و شتاب آن‌ها کاهش پیدا کرده و در نتیجه نمی‌توانند در عمق زیادی نفوذ کنند. در صورتیکه انفجار در زیر زمین صورت بگیرد، نسبت به انفجارهای سطحی، کسر بیشتری از انرژی به زمین

منتقل شده و در نتیجه موج ضربه قوی‌تری ایجاد خواهد شد.

از اولین شبیه‌سازی‌های عددی صورت گرفته در زمینه ارزیابی اثر انفجار بر سازه‌های زیرزمینی می‌توان به کار تحقیقاتی بایلوت^۴ اشاره کرد؛ وی با استفاده از نرم‌افزار تجاری DYANA3D و از طریق بارگذاری از نوع تنش، انفجار را شبیه‌سازی و اثر آن را بر یک سازه بتنی مدفون بررسی کرده است؛ وی ادعا کرده که استفاده از شرایط مرزی تنش تا زمانی که بازه زمانی تحلیل کوچک باشد برای شبیه‌سازی انفجار مناسب خواهد بود [۱]. یانگ^۵ اثر انفجار زیرسطحی را بر یک سازه زیرزمینی بصورت مدل دو بعدی ویسکو الاستیک با استفاده از نرم‌افزار ABAQUS بررسی کرد؛ وی از روابط تجربی جهت ارزیابی صحت مدل عددی خود استفاده کرد و به این نتیجه رسید که اگر عمق انفجار از ۱۰ m به ۲۰ m برسد تفاوت قابل ملاحظه‌ای در فشار آزاد^۶ ایجاد نخواهد شد [۲]. کاسترو^۷ و همکاران انتشار

*نویسنده عهده‌دار مکاتبات: fahim@aut.ac.ir

4 Baylot
5 Yang
6 Free Field Pressure
7 Castro

1 Bunker Buster
2 Guided Bomb Unit
3 Laser Guided Bomb

قسمت اصلی نفوذگر پرتابه، یک کلاهک جنگی از جنس BLU-109 است که حاوی ۲۹۳ kg ماده منفجره تریتنال می‌باشد؛ تریتنال^۶ حاوی ۸۰٪ وزنی ماده منفجره تی ان تی و ۲۰٪ وزنی پودر آلومینیوم بوده و قدرت آن ۱/۲ برابر قدرت تی ان تی می‌باشد، خرج GBU-28 معادل ۳۶۳ تی ان تی می‌باشد [۱۰].

در مراجع مختلف مقادیر مختلفی از عمق نفوذ پرتابه مذکور ارائه شده است؛ به عنوان مثال، گرونلند^۷ و همکاران عمق نفوذ GBU-28 را در بتن مسلح و زمین به ترتیب برابر ۶ m و ۳۰ m بیان کرده است [۱۱]؛ برنسکام^۸ حداکثری عمق نفوذ در گرانیب با مقاومت فشاری تک محوره ۴۰۰ MPa و ۱۱۰ MPa را به ترتیب برابر ۷ m و ۱۱ m محاسبه کرده است [۱۲]. همانطور که پیداست عمق نفوذ بسته به سرعت برخورد پرتابه و جنس سنگ می‌تواند بسیار متغیر باشد؛ در این تحقیق، جهت امکان مقایسه یکسان، عمق نفوذ برای پرتابه نفوذی در تمام شبیه‌سازی‌ها برابر ۱۵ m اتخاذ می‌شود. همچنین با توجه به نتایج مدلسازی صورت گرفته برای سنگ گرانیب با مقاومت فشاری تک محوره ۳۱ MPa، میزان عمق نفوذ حدود ۱۲ متر بدست آمده که در جهت محافظه کارانه معادل ۱۵ متر در تمام مدل‌ها مدنظر قرار گرفته است.

۲- شبیه‌سازی انفجار

به طور کلی می‌توان پدیده انفجار را به دو روش مستقیم و غیرمستقیم شبیه‌سازی کرد؛ در نوع اول پدیده ترمودینامیکی انفجار به شکل مستقیم شبیه‌سازی می‌شود که این کار با حل عددی معادله حالت گاز صورت می‌گیرد. از جمله کارهای تحقیقاتی که از این روش استفاده کرده‌اند می‌توان به لو^۹ و همکاران [۱۳]، نگی و همکاران [۴] و یانگ و همکاران [۵] اشاره کرد که همگی از معادله حالت JWL استفاده کرده‌اند؛ معادلات حالت فوق، فشار گاز را طبق رابطه ۱ به عنوان تابعی از حجم آن تعریف می‌کند که ضرایب ثابت آن باید با آزمایش به دست آیند.

$$p = a \left(1 - \frac{\omega}{R_1 V} \right) e^{-R_1 V} + b \left(1 - \frac{\omega}{R_2 V} \right) e^{-R_2 V} + \frac{\omega E_0}{V} \quad (1)$$

در برخی نرم‌افزارها امکان کدنویسی عددی معادلات فوق وجود دارد و با داشتن ضرایب ثابت فوق می‌توان افزایش حجم ماده طی انفجار را به طور مستقیم و با حل عددی شبیه‌سازی کرده و دیگر نیازی به استفاده از روابط تجربی برای پیش‌بینی تنش حاصل از انفجار نیست. در برخی نرم‌افزارها امکان شبیه‌سازی انبساط گازهای حاصله از انفجار مبنی بر استفاده از معادلات ترمودینامیکی گاز وجود دارد و به این ترتیب می‌توان فشار حاصل از انفجار را در مرز کره انفجار به دست آورد ولیکن در این تحقیق از روابط تجربی برای

- 6 Tritonal
- 7 Gronlund
- 8 Branscome
- 9 Lu

موج حاصل از یک انفجار زیر سطحی را در خاک مدل کرد؛ آن‌ها از نرم‌افزار PLAXIS2D استفاده کرده و تاریخچه زمانی سرعت و فشار را در نقاطی با فواصل معین از مرکز انفجار به دست آورده و با روابط تجربی مقایسه کردند و ادعا کردند که نرم‌افزار مذکور قابلیت مدلسازی انفجار را داشته و می‌تواند جهت پیش‌بینی اثر انفجار مورد استفاده قرار گیرد [۳]. نگی^۱ و همکاران اثر یک انفجار سطحی را بر سازه‌بندی مدفون در خاک با استفاده از نرم‌افزار ABAQUS مطالعه کرده‌اند. شبیه‌سازی انفجار با استفاده از معادلات حالت JWL^۲ صورت گرفته است [۴]. یانگ و همکاران اثر انفجار سطحی را بر یک حفاری مترو بررسی کرده و پدیده انفجار را به شکل مستقیم و با استفاده از معادلات حالت JWL شبیه‌سازی نموده‌اند؛ شبیه‌سازی با استفاده از نرم‌افزار ANSYS/LS-DYANA صورت گرفته و نتیجه گرفته شده که اگر حفاری مترو در عمق بیشتر از ۷ m حفر شده و ماده انفجاری معادل کمتر از ۵۰۰ kg تی ان تی باشد حفاری مذکور ایمن خواهد بود [۵]. از جمله کارهای تحقیقاتی انجام شده در محیط‌های سنگی می‌توان به داودینگ^۳ اشاره کرد؛ وی روابطی تجربی ارائه کرده که می‌توان به کمک آن حداکثر سرعت و شتاب ارتعاش ذرات را در فواصل مشخص از مرکز انفجار تخمین زد [۶]. وو^۴ و همکاران خصوصیات انتشار امواج حاصل از انفجار در یک توده سنگ درزه‌دار را به شکل تجربی و با انجام چند آزمایش انفجار بررسی کردند؛ حداکثر شتاب و سرعت ارتعاش ذرات اندازه‌گیری شده سپس با روابط تجربی داودینگ مقایسه شده و دیده شده که تطابق قابل قبولی بین آن دو وجود دارد [۷]. تریپاتی^۵ و همکاران نیز روابطی را جهت پیش‌بینی میرایی سرعت حداکثر ارتعاش ذرات ارائه کردند و ادعا کردند که وقوع آسیب ساختاری در سنگ زمانی محتمل است که سرعت ارتعاش ذرات از یک مقدار حدی بیشتر باشد [۸].

در این تحقیق اثر انفجار پرتابه نفوذی GBU-28 بر یک فضای زیرزمینی بررسی خواهد شد که مشخصات آن به قرار جدول ۱ می‌باشد.

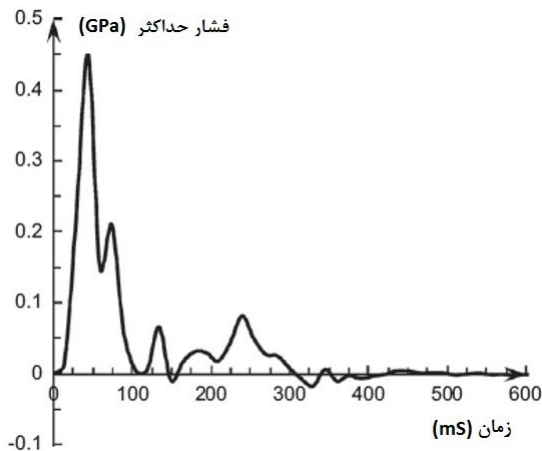
جدول ۱: مشخصات پرتابه زمین نفوذی GBU-28 [۹]

Table 1. Specifications of GBU-28 explosive penetrating projectile

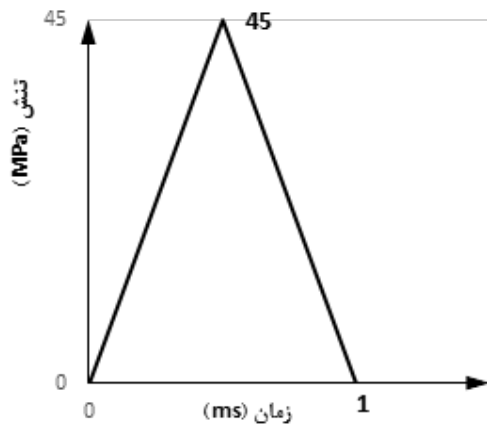
مشخصات	مقدار	واحد
وزن کل تقریبی	۲۰۰۰	kg
طول	۵/۸	m
قطر	۳۷	cm
وزن ماده انفجاری	۲۹۳	kg
هزینه ساخت	۱۸/۲	میلیون دلار

- 1 Nagy
- 2 Jones-Wilkins-Lee
- 3 Dowding
- 4 Wu
- 5 Teripathy

$$PPA = 0.81g \left(\frac{30.5m}{R} \right)^{1.84} \times \left(\frac{V_s}{3050m/s} \right)^{1.45} \times \left(\frac{Q}{4.54kg} \right)^{0.28} \times \left(\frac{2.4}{\rho} \right)^{0.28} \quad (4)$$



الف



ب

شکل ۱: تاریخچه زمانی تغییرات تنش الف) در یک مطالعه موردی [۱۵] ب) در این تحقیق

Fig. 1. Time history of stress variations a) in a case study [15] b) in this study

به طور مشابه الفسون^۳ و همکاران از شرایط مرزی از نوع سرعت که از داده‌های صحرائی به دست آمده استفاده کرده‌اند که در رابطه ۵ ارائه شده است [۱۶]؛ بر اساس این رابطه سرعت ارتعاش ذرات پس از رسیدن موج به آن به صورت خطی افزایش پیدا کرده و بعد از رسیدن به نقطه حداکثر به صورت نمایی کاهش پیدا کرده و به صفر میل می‌کند.

محاسبه فشار استفاده شده است و انفجار گاز مستقیماً شبیه‌سازی نشده است؛ از آنجا که محاسبه فشار بر اساس شبیه‌سازی واقعی انفجار دقت بیشتری دارد می‌توان فشار دقیق گاز را ابتدا از نرم‌افزارهای دیگر برآورد نمود.

در روش دوم انفجار به شکل غیرمستقیم و با اعمال شرایط مرزی تنش یا تغییر مکان به مرزهای داخلی یک حفاری کروی با شعاع مشخص شبیه‌سازی می‌شود؛ به این ترتیب که یک تاریخچه زمانی با الگوی مشخص برای شتاب و یا سرعت ذرات در مرز حفاری تعریف می‌شود. جهت تعریف این شرایط مرزی می‌توان از روابط تجربی استفاده کرد که در ادامه توضیح داده می‌شود.

از جمله محققانی که از روش مذکور استفاده کرده‌اند می‌توان به کاسترو و یانگ اشاره کرد [۲ و ۳]. شرایط مرزی استفاده شده در مرز کره انفجار تابعی از ماده انفجاری، نوع سنگ و نیز فاصله از محل انفجار است؛ در صورت استفاده از شرایط مرزی تنش دو پارامتر اصلی باید تعریف شود که عبارتند از حداکثر تنش و تاریخچه زمانی آن. یکی از راه‌های تعیین حداکثر تنش استفاده از روابط تجربیست؛ اداره مهندسی ارتش آمریکا با انجام آزمایشات متعدد روابطی را جهت پیش بینی فشار در اطراف محل انفجار بصورت رابطه ۲ به دست آورده است [۱۴]. بر اساس این رابطه، فشار انفجار با افزایش جرم ماده انفجاری (Q) بیشتر و با افزایش فاصله از مرکز انفجار (R) کمتر می‌شود.

$$P_p = 0.407 f \rho_c \left(\frac{R}{Q^{1/3}} \right)^{-n} \quad (2)$$

هایبو^۱ و همکاران با شبیه‌سازی عددی انفجار در داخل یک چال استوانه‌ای، فشار در دیواره چال را با استفاده از معادله حالت گاز بصورت نمودار شکل ۱-الف به دست آورده‌اند [۱۵].

در این تحقیق شرایط مرزی از نوع تنش در دیواره داخلی کره انفجار با اعمال تاریخچه زمانی مثلی مطابق شکل ۱-ب تعریف شده است. تنش حداکثر بر اساس رابطه ۲ تقریباً معادل ۴۵ MPa محاسبه می‌شود؛ تاریخچه زمانی تنش در این تحقیق به گونه‌ای تعریف شده که بعد از بازه زمانی ۱ ms به صفر برسد.

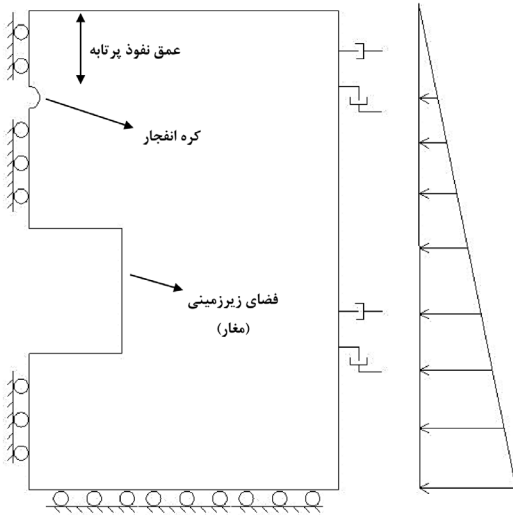
یکی از روابط تجربی که عمدتاً توسط بسیاری از محققان استفاده شده روابط مربوط به پیش‌بینی حداکثر سرعت و شتاب ارتعاش ذرات طی انفجار می‌باشد؛ از جمله آن‌ها می‌توان به روابط ارائه شده توسط داویدینگ^۲ اشاره کرد که به قرار رابطه ۳ (سرعت) و رابطه ۴ (شتاب) می‌باشد [۶].

$$PPV = 18.3 \text{ mm/s} \left(\frac{30.5m}{R} \right)^{1.46} \times \left(\frac{Q}{4.54kg} \right)^{0.48} \times \left(\frac{2.4}{\rho} \right)^{0.48} \quad (3)$$

1 Haibo
2 Dowding

3 Olofsson

کف) استفاده شده به گونه‌ای که معرف تنش‌های زمین باشد. شتاب ثقل در مساله برابر 10 m/s^2 و شعاع کره برابر 1 m فرض شده است. در حالت مدل متقارن محوری، توجه به این نکته نیز مهم است که مرکز انفجار دقیقاً در بالای مغار و در فاصله یکسان از دیواره‌ها باشد که این حالت بحرانی‌ترین شرایط بارگذاری هم محسوب می‌شود.



شکل ۲: نمای شماتیک هندسه مدل و شرایط مرزی

Fig. 2. Model geometry and boundary conditions

برای شبیه‌سازی میرایی امواج در حل مسائل دینامیکی عموماً از میرایی ریلی^۳ استفاده می‌شود. در شبیه‌سازی که در این تحقیق صورت گرفت مشاهده شد که در صورت استفاده از میرایی مذکور، پاسخ عددی از مقدار پیش‌بینی شده از روابط تجربی بسیار کمتر است؛ دلیل این موضوع این است که جبهه موج انفجار یک کره می‌باشد که با افزایش فاصله از مرکز انفجار، قطر و در نتیجه مساحت خارجی این کره افزایش پیدا می‌کند؛ به این ترتیب انرژی انفجار در سطح بیشتری پراکنده شده و به دنبال آن دامنه موج انفجار کاهش می‌یابد؛ از اینرو حتی در حالتی که از میرایی استفاده نشود با افزایش فاصله موج انفجار از مرکز، دامنه آن کاهش می‌یابد. این کاهش دامنه به اندازه‌ای بوده که بتوان میرایی موج انفجار را به کمک آن شبیه‌سازی کرد و نیازی به استفاده از میرایی ریلی نیست.

۲-۲- مدل رفتاری

برای شبیه‌سازی رفتار سنگ طی انفجار از مدل رفتاری کرنش نرم شوندگی^۴ با معیار شکست مور-کولمب استفاده شده است. نرم‌افزار FLAC قابلیت آن را دارد که زاویه اصطکاک داخلی و مقاومت چسبندگی هر المان را به عنوان تابعی از کرنش پلاستیک برشی و مقاومت کششی تعریف کند. در این تحقیق فرض بر آن است که چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی پسماند

$$V_r(t) = 0, \quad 0 \leq t \leq t_a$$

$$V_r(t) = \frac{V_r^{\max}}{0.1t_a}(t - t_a), \quad t_a \leq t \leq 1.1t_a$$

$$V_r(t) = V_r^{\max} \left[1 - 0.4 \left(\frac{t - 1.1t_a}{t_a} \right) \right] e^{-0.4 \left(\frac{t - 1.1t_a}{t_a} \right)}, \quad 1.1t_a \leq t$$

$$t_a = \frac{r}{C_p}$$

۲-۱- شبیه‌سازی عددی

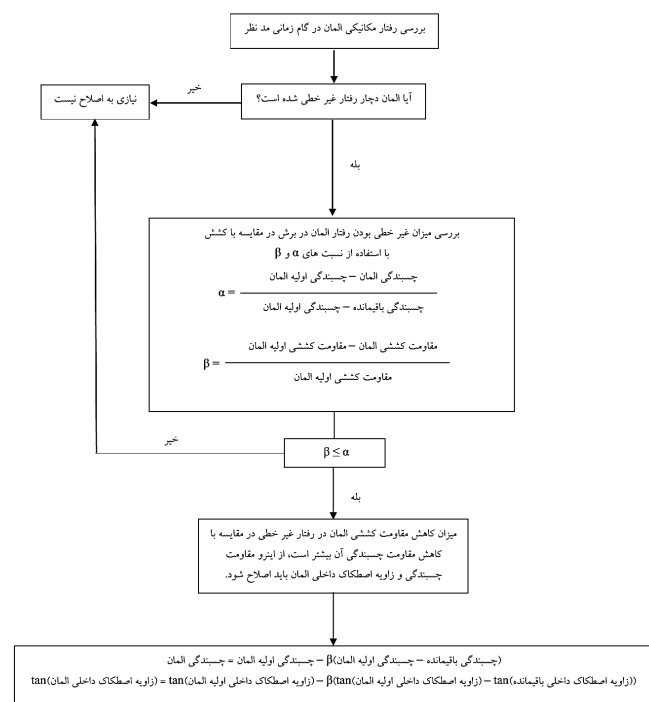
شبیه‌سازی توده سنگ بصورت پیوسته و بدون استفاده از المان واسطه انجام شده است. بارگذاری انفجار از نوع تنش به طور مستقیم اعمال شده که با توجه به سطح موثر هر کره، تبدیل به نیرو شده و به گره‌های موجود در سطح یک کره فرضی محصور شده در توده سنگ اعمال شده است. در مدل‌سازی استاتیکی پیشنهاد شده که ابعاد مدل بین ۴ تا ۵ برابر ابعاد حفاری باشد اما از آنجا که توده سنگ شبیه‌سازی شده در این تحقیق پارامترهای ژئومکانیکی مطلوبی دارد برای کاهش زمان شبیه‌سازی این نسبت برابر $3/5$ انتخاب شده است. فضای حفاری در نظر گرفته شده، فضای با طول محدود همچون مغار و یا حفره می‌باشد که بدون پوشش داخلی فرض شده است.

نرم‌افزار استفاده شده در این تحقیق نرم‌افزار تجاری FLAC2D می‌باشد که بر مبنای روش تفاضل محدود^۱ قابلیت شبیه‌سازی عددی دوبعدی محیط‌های سنگی و خاکی را دارد. در مدل‌سازی از حالت تقارن محوری^۲ مطابق هندسه نشان داده شده در شکل ۲ استفاده گردیده است. به جهت سهولت در انجام شبیه‌سازی و تحلیل حساسیت، از مدل دوبعدی استفاده شده است. همچنین فرض مدل دوبعدی، بصورت تقارن محوری مدل شده که در آن هندسه تعریف شده در صورت چرخش 360° درجه حول قائم، معادل شرایط هندسی واقعی مسأله می‌شود. از اینرو نیز مقطع حفاری به‌صورتی که در شکل ۲ مشاهده می‌شود تعریف شده که در صورت چرخش حول محور قائم، معادل فضای موردنظر حفاری خواهد بود. این موضوع در مورد کره انفجار نیز مطرح است. به عبارت دیگر تنها در حالت تقارن محوری می‌توان به درستی یک کره انفجار را مدل کرد. این محدودیت موجب می‌شود، فضای زیرزمینی که در حالت تقارن محوری تعریف شده، فقط فضایی را شامل شود که دارای طول (در راستای عمود بر مدل دو بعدی) محدودی باشند مانند مغار یا حفره. در شرایط تقارن محوری، نیم‌دایره موجود در شکل نقش کره انفجار و مستطیل نقش یک استوانه را بازی می‌کند که در حقیقت همان فضای زیرزمینی است. در مرزهای دور، از شرایط مرزی ویسکوز استفاده شده است؛ به این ترتیب انرژی موج در برخورد با مرزها میرا شده و بازگشت آن‌ها به حداقل ممکن می‌رسد. علاوه بر آن از شرایط مرزی تنش و تغییر مکان به ترتیب در مرز قائم مدل (در قسمت راست) و مرز افقی مدل (در قسمت

3 Rayleigh
4 Strain Softening

1 Finite Difference Method
2 Axisymmetric

شده است [۱۸]؛ عملکرد نرم‌افزار به این گونه است که پارامترهای مکانیکی ماده را به عنوان ورودی دریافت کرده و سپس با استفاده از رگرسیون خطی معیار شکست غیرخطی هوک-براون را با یک خط با شیب ثابت (تانژانت زاویه اصطکاک داخلی) و عرض از مبدا (چسبندگی) که همان معیار شکست مور-کولمب است معادل می‌کند. با این تقریب چسبندگی توده‌سنگ و زاویه اصطکاک داخلی آن به ترتیب برابر 6 MPa و $50/4$ درجه به دست می‌آید.



شکل ۳: الگوی اصلاح مقاومت المان‌ها

Fig. 3. Modification algorithm of elements strength

جدول ۲: خواص سنگ بکر و توده سنگ [۱۷]

Table 2. Properties of intact rock [6] and the rock mass

پارامتر	واحد	سنگ بکر	توده سنگ
چگالی	gr/cm^3	۲/۵	۲/۵
ضریب پواسون	-	۰/۳	۰/۳
مقاومت فشاری تک محوره	MPa	۹۵	۳۱/۲
مقاومت کششی	MPa	۱۱/۱	۱/۲
مدول الاستیسیته	MPa	۱۱/۴	۱۰
چسبندگی	MPa	-	۶
زاویه‌ی اصطکاک داخلی	deg	-	۵۰/۴

هر المان برابر نصف مقدار اولیه آن و مقاومت کششی پسماند هر المان برابر صفر باشد. به این ترتیب اگر المانی در محیط FLAC فقط در کشش دچار رفتار غیرخطی شود تنها مقاومت کششی آن دستخوش تغییر شده و چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی آن تغییر نخواهد کرد، در حالی که این مساله با واقعیت منافات دارد؛ از طرف دیگر خرابی سنگ در اطراف انفجار عموماً کششی بوده از اینرو برای اصلاح رفتار نرم شوندگی FLAC یک کد عددی جدید تعریف شد که در آن زاویه اصطکاک داخلی و چسبندگی آن به صورت توابعی دو متغیره از کرنش پلاستیک برشی و نیز کرنش پلاستیک کششی تعریف می‌شوند که الگوی آن در شکل ۳ تشریح شده است.

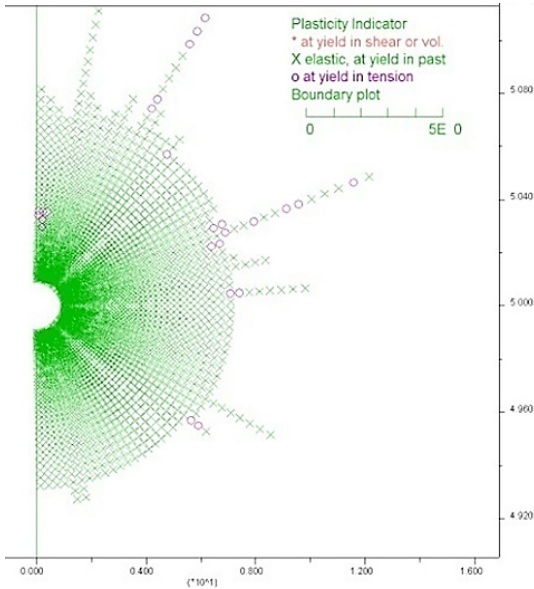
بر اساس این الگو، در هر گام زمانی نسبت مقاومت چسبندگی هر المان که دچار رفتار غیر خطی شده به مقاومت چسبندگی اولیه آن محاسبه می‌شود (α) که این نسبت بر اساس فرمولاسیون اولیه نرم‌افزار برابر نسبت تانژانت زاویه اصطکاک داخلی المان به مقدار اولیه آن نیز است؛ و به همین ترتیب نسبت مقاومت کششی المان به مقاومت کششی اولیه آن محاسبه می‌شود (β)؛ اگر α از β کوچکتر باشد آنگاه پارامترهای مکانیکی المان بدون تغییر باقی می‌ماند، عکس این حالت نشان دهنده این است که المان دچار خرابی کششی شده ولی چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی آن تغییری نکرده؛ در کد مذکور این دو پارامتر اصلاح شده است به گونه‌ای که ابتدا وضعیت خرابی کششی بررسی می‌شود؛ اگر درصد کاهش مقاومت کششی از درصد کاهش مقاومت چسبندگی بیشتر باشد آنگاه چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی به گونه کاهش داده می‌شود که نسبت α در المان مذکور برابر β شود؛ به این ترتیب اگر المان در کشش دچار رفتار غیرخطی شود اثر خرابی بر مقاومت چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی آن نیز اعمال می‌شود.

به عبارت دیگر، مکانیزم ناپایداری حفاری این است که بعد از انفجار، یک زون گسیختگی در بالای حفاری ایجاد شده و مشابه فرآیندی که در شبیه‌سازی استاتیکی رخ می‌دهد زون گسیخته فوق تحت شتاب حاصل از انفجار و یا شتاب ثقل دچار جابجایی غیرخطی شده و در سرانجام به ناپایداری و ریزش می‌انجامد.

در این تحقیق، از مشخصات سنگ توف سازند کرج مربوط به رشته کوه‌های البرز جنوبی جهت شبیه‌سازی استفاده می‌شود که خواص مکانیکی سنگ بکر آن به قرار جدول ۲ است [۱۷].

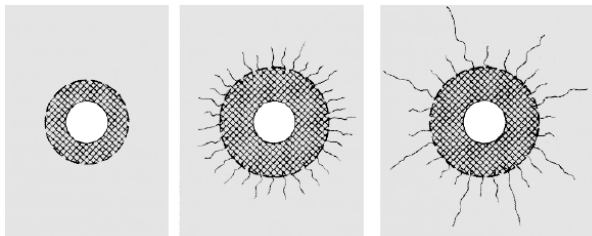
با توجه به اینکه در طراحی فضاهای زیرزمینی از منظر پدافند غیرعامل، جانمایی فضاها به نحوی تعیین می‌شود که به لحاظ ساختاری و ژئومکانیکی وضعیت مطلوبی حاکم باشد؛ در این تحقیق نیز فرض بر آن است که توده‌سنگ حاوی ناپیوستگی‌های معدودی بوده و GSI آن برابر ۸۰ باشد. با استفاده از معیار شکست هوک-براون و نرم‌افزار RocLab خواص مکانیکی توده‌سنگ به قرار جدول ۲ به دست آمد. از آنجا که در نرم‌افزار FLAC2D معیار شکست هوک-براون بر خلاف معیار شکست مور-کولمب تعریف نشده است باید پارامترهای مقاومتی را بر حسب چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی به دست آورد که برای این کار نیز از نرم‌افزار RocLab استفاده

گفته شد کلاهک جنگی و پرتابه نفوذی GBU-28، از نوع BLU-109 بوده از اینرو شعاع تخریب آن برابر ۱۴/۷ m می‌شود که تقریباً دو برابر مقدار به دست آمده از مدل عددی می‌باشد؛ لازم به ذکر است که شعاع زون خرابی به جنس سنگ نیز بستگی دارد.



شکل ۵: زون خرابی در اطراف کره انفجار، GSI=80

Fig. 5. Damaged zone around blasting hole GSI=80



شکل ۶: الگوی خرابی در اطراف یک چال استوانه‌ای انفجاری [۱۹]

Fig. 6. Damage algorithm around a blasting hole [19]

جدول ۳: شعاع زون تخریب چند پرتابه نفوذی [۱۰]

Table 3. Damaged zone of various explosive penetrating projectiles [10]

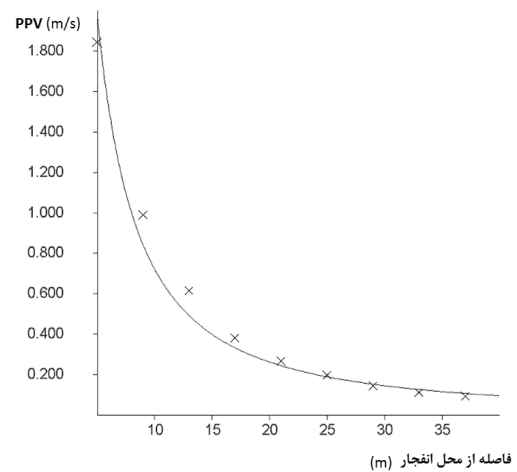
نوع پرتابه نفوذی	وزن ماده‌ی انفجاری (kg)	ماده انفجاری TNT معادل (kg)	شعاع زون تخریب (m)
BLU-109	۲۴۳	۳۶۵	۱۴/۷
BLU-116	۲۴۳ و یا کمتر	۳۶۵ و یا کمتر	۱۴/۷ و یا کمتر
BLU-113	-----	۳۰۴	۱۳/۸
MOP	۳۵۰۰	۵۲۵۰	۳۵/۷

۲-۳- ارزیابی پاسخ مدل‌سازی عددی

جهت حصول اطمینان از صحت مدل‌سازی عددی می‌توان آن را با معیارهای تجربی و یا ریاضی محک زد؛ در این تحقیق از معیارهای تجربی استفاده شده است.

الف) ارزیابی حداکثر سرعت ذرات (PPV)

از رابطه مربوط به پیش‌بینی PPV جهت ارزیابی پاسخ عددی استفاده می‌شود. مدل‌هایی که جهت ارزیابی تحلیل می‌شوند هندسه‌ای مشابه شکل ۲ دارند با این تفاوت که فضای زیرزمینی در آن مدل نشده است. نقاطی که مدنظر قرار گرفته‌اند در فواصل افقی مشخص از مرکز انفجار و هم‌تراز آن قرار گرفته‌اند. در شکل ۴ PPV نقاط مذکور (محور قائم) بر حسب فاصله از مرکز انفجار (محور افقی) رسم و با رابطه تجربی ۳ (منحنی پیوسته) مقایسه شده است؛ همانطور که ملاحظه می‌گردد تطابق قابل قبولی بین پاسخ عددی و رابطه تجربی وجود دارد.



شکل ۴: مقایسه‌ی PPV پاسخ عددی (نقاط ضربدر) بر حسب فاصله از انفجار با رابطه ۳ (منحنی پیوسته)

Fig. 4. Comparison of PPV numerical model (cross-points) with experimental Equation 3 (continuous curve)

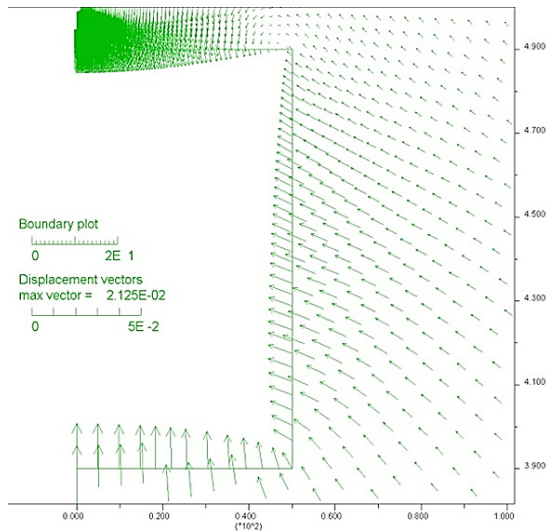
ب) ارزیابی ناحیه خرابی

شکل ۵ همان‌هایی را که در حین انفجار دچار رفتار غیرخطی شده‌اند نشان می‌دهد. همانطور که ملاحظه می‌شود زون خرابی در نزدیکی کره انفجار شکل توده‌ای داشته و در فواصل بیشتر، مشابه آنچه که توسط بریدی^۲ و همکاران توصیف شده است، به صورت خرابی‌های خطی کششی نمایان می‌شود شکل ۶ [۱۹].

شعاع زون خرابی حدوداً ۷ m است. ژائو^۳ و همکاران شعاع تخریب چند پرتابه نفوذی را در سنگ گرانیت ارائه کرده‌اند جدول ۳ [۱۰]؛ همانطور که

- 1 Peak Particle Velocity
- 2 Brady
- 3 Zhao

شده در شکل ۲ در برابر بارهای استاتیکی از پایداری مطلوبی برخوردار است؛ وضعیت مشابهی در مورد دیگر مدل‌ها که در این تحقیق شبیه‌سازی شده است، وجود دارد.



شکل ۷: همگرایی فضای زیرزمینی در شرایط تحلیل استاتیکی

Fig. 7. Opening convergence in static conditions

همانطور که قبلاً هم عنوان شد اصولاً مکان‌هایی برای ساخت پناهگاه انتخاب می‌شود که از وضعیت ژئومکانیکی مطلوبی برخوردار باشند. در حل دینامیکی، پایداری فضای زیرزمینی در مقابل بارهای دینامیکی ناشی از انفجار بررسی می‌شود. شکل ۸ وضعیت جابجایی را در اطراف محل انفجار و فضای زیرزمینی در زمان ۰/۸ s نشان می‌دهد (تمام شبیه‌سازی‌های صورت گرفته در این تحقیق برای بازه زمانی ۰/۸ s صورت می‌گیرد). لازم به ذکر است که در این تحقیق از معیار همگرایی سقف فضای زیرزمینی بمنظور تعیین وضعیت پایداری آن استفاده می‌شود. بیشترین میزان جابجایی، در سقف مغار و در حدود ۳ m رخ می‌دهد. برای بررسی دقیق‌تر و کمی‌تر، یک نقطه در بخش میانی تاج حفاری انتخاب شده و جهت بررسی پایداری تغییرات سرعت و جابجایی آن به دست آمده است؛ مقادیر سرعت به مقدار ثابتی همگرا نشده و به شکل فزاینده‌ای در حال افزایش است، هم‌چنین میزان جابجایی نیز بسیار زیاد است از اینرو می‌توان گفت فضای زیرزمینی مذکور در مقابل انفجار پرتابه نفوذی پایدار نمی‌باشد. لازم به ذکر است که جابجایی رخ داده در تاج حفاری صرفاً تحت تاثیر انفجار نبوده بلکه تابعی از شتاب ثقل نیز می‌باشد.

به این ترتیب با در نظر گرفتن شعاع زون خرابی و ارزیابی PPV می‌توان ادعا کرد که پاسخ عددی چندان از واقعیت دور نبوده و قابل قبول می‌باشد؛ پس به طور کلی می‌توان گفت که مدل‌های استفاده شده در این تحقیق همخوانی قابل قبولی با داده‌های تجربی داشته و می‌توان از آن‌ها جهت شبیه‌سازی انفجار استفاده کرد.

۲-۴- متغیرهای شبیه‌سازی

پارامترهای اصلی که در نتایج شبیه‌سازی موثر هستند عبارتند از: نوع پرتابه نفوذی (شامل مقدار و جنس ماده منفجره آن)، پارامترهای ژئومکانیکی توده سنگ دربرگیرنده، عمق و ابعاد فضای زیرزمینی و تنش‌های زمین. عمق نفوذ تابعی از نوع پرتابه و جنس توده سنگ می‌باشد. فرضیاتی که در این تحقیق صورت گرفته به قرار جدول ۴ می‌باشد. به این ترتیب از ۴۰ مدل عددی جهت بررسی اثر انفجار پرتابه نفوذی بر فضای زیرزمینی استفاده شده است. در بخش بعد پاسخ عددی به دست آمده از مدل‌ها با یکدیگر مقایسه و ارزیابی می‌شود.

جدول ۴: مشخصات متغیرهای مورد استفاده در مدل

Table 4. Parameters used in modeling

GBU-28	پرتابه نفوذی
GSI=80	توده سنگ
۰/۵، ۱، ۲	نسبت تنش افقی به قائم
۵۰، ۱۰۰	ابعاد حفاری (m)
برای مغار ۵۰ متری: ۳، ۵، ۷، ۱۰، ۱۵، ۲۲، ۳۰	عمق فضای زیرزمینی با توجه به فاصله از مرکز انفجار (m)
برای مغار ۱۰۰ متری: ۱۰، ۱۵، ۲۰، ۳۰، ۴۰، ۵۰	

۳- نتایج شبیه‌سازی و تحلیل

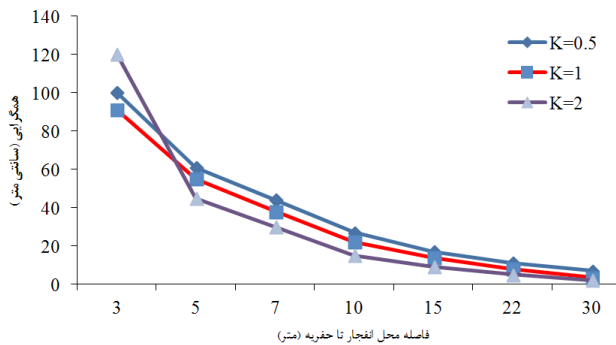
در این تحقیق هر مدل در دو مرحله تحلیل می‌شود؛ در مرحله اول به صورت استاتیکی و در مرحله دوم به صورت دینامیکی. در حل استاتیکی، پایداری فضای زیرزمینی فقط در مقابل بارهای استاتیکی که همان نیروی جاذبه و تنش‌های برجا است، بررسی می‌شود. شکل ۷ همگرایی حفاری را بعد از تحلیل استاتیکی نشان می‌دهد؛ GSI توده سنگ دربرگیرنده برابر ۸۰، نسبت تنش افقی به قائم برابر ۱ و روباره و ارتفاع فضای زیرزمینی به ترتیب برابر ۲۵ m و ۱۰۰ m فرض شده‌اند. توضیح اینکه منظور از همگرایی، بیشترین میزان جابجایی در سقف مغار است که مربوط به نقطه‌ای است که دقیقاً در وسط سقف فضای زیرزمینی قرار گرفته است. حداکثر همگرایی در کف و سقف حفاری به ترتیب برابر ۲ و ۱ cm است. اگر در تحلیل استاتیکی نسبت همگرایی دیواره و سقف به شعاع فضای زیرزمینی کمتر از ۲ درصد باشد آنگاه سیستم نگهداری سبکی برای تامین پایداری آن نیاز خواهد بود [۱۸]؛ به این ترتیب می‌توان ادعا کرد که حفاری مورد مطالعه نشان داده

جدول ۶: همگرایی (cm) سقف حفاری با ابعاد ۱۰۰ m

Table 6. Roof convergence with span of 100m

فاصله‌ی سقف حفاری از مرکز انفجار (m)	نسبت تنش‌ها / عمق حفاری (m)	۰/۵	۱	۲
		۲۵	-	۲۸۰
۱۵	۳۰	-	۱۳۰	۸۹
۲۲	۳۷	۹۶	۸۰	۵۰
۳۰	۴۵	۷۱	۱۷	۲
۴۰	۵۵	۵۲	۲	۱
۵۰	۶۵	۳	۰	۰

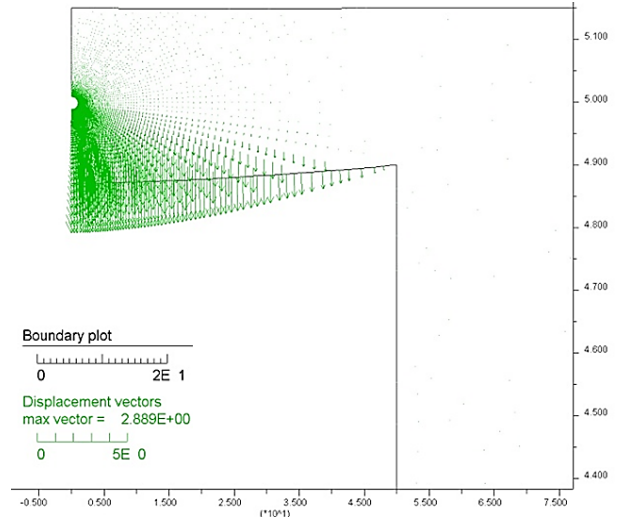
شکل ۹ همگرایی تاج حفاری با دهانه ۵۰ m را بر حسب فاصله از مرکز انفجار نشان می‌دهد. در مدل مربوط به حفاری با دهانه ۵۰ m حداقل و حداکثر فاصله‌ای که بین مرکز انفجار و تاج آن در نظر گرفته شده به ترتیب برابر ۳ m و ۳۰ m (معادل عمق ۱۸ m و ۴۵ m) می‌باشد. از آنجا که در عمق ۳ m میزان جابجایی بسیار بالاست می‌توان نتیجه گرفت که حفاری ناپایدار بوده و دیگر نیازی به انجام شبیه‌سازی در اعماق کمتر نمی‌باشد. با افزایش عمق، تغییر شکل‌ها کاهش قابل ملاحظه‌ای پیدا می‌کند به گونه‌ای که در نسبت تنش ۰/۵ تغییر شکل‌ها از ۱ m شروع شده و در عمق ۱۸ m به چند سانتی‌متر در عمق ۴۵ m کاهش می‌یابد.



شکل ۹: همگرایی حفاری با دهانه ۵۰ m بر حسب فاصله از محل انفجار در شرایط نسبت تنش مختلف

Fig. 9. Roof convergence with opening span of 50 m respect to explosion distance in various stress ratios

به همین ترتیب تغییرات همگرایی حفاری با دهانه ۱۰۰ m بر حسب فاصله از انفجار به قرار شکل ۱۰ به دست آمد.



شکل ۸: بردارهای جابجایی در اطراف کره انفجار و سقف حفاری در $t=0.8s$

Fig. 8. Displacement vectors around blasting hole and in opening roof in $t=0.8s$

۳-۱- تحلیل حساسیت

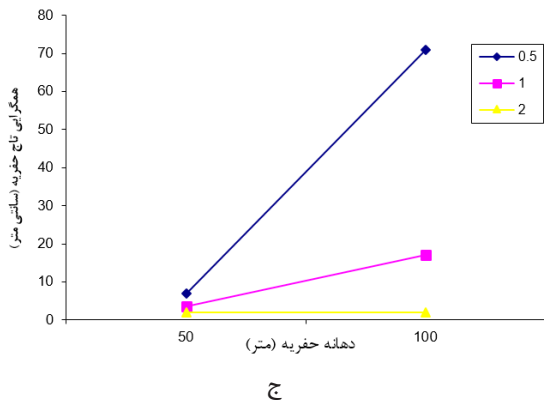
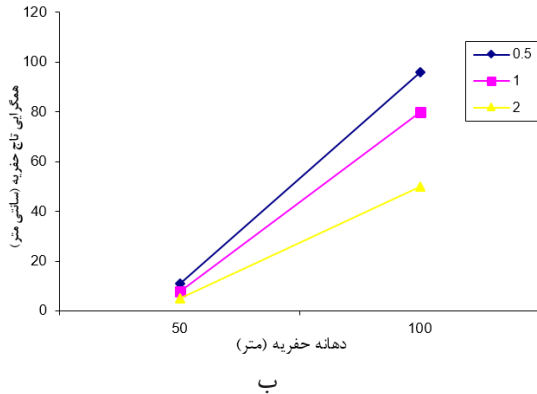
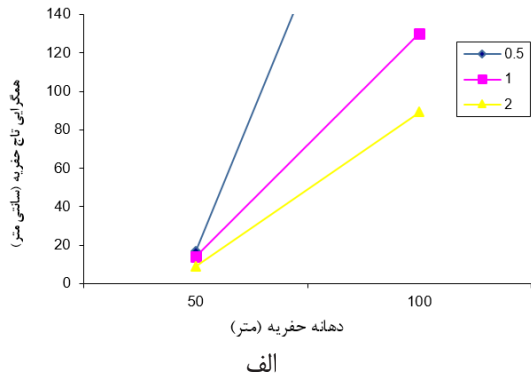
همانطور که عنوان شد، میزان همگرایی در سقف حفاری به عنوان مبنای پایداری فضای زیرزمینی مدنظر قرار داده شده است. جدول ۵ میزان همگرایی را برای حفاری با دهانه ۵۰ m و بر حسب متغیرهای شبیه‌سازی نشان می‌دهد.

به همین ترتیب همگرایی تاج حفاری با دهانه ۱۰۰ m در حالات مختلف توسط شبیه‌سازی عددی به دست آمده و در جدول ۵ آورده شده است؛ همانطور که پیداست همگرایی در هر دو حفاری از چند سانتی‌متر در اعماق زیاد شروع شده و به نزدیک چند متر در اعماق کم می‌رسد. اثر متغیرهای شبیه‌سازی در ادامه بررسی می‌شود.

جدول ۵: همگرایی (cm) سقف حفاری با دهانه ۵۰ m

Table 5. Roof convergence with span of 50m

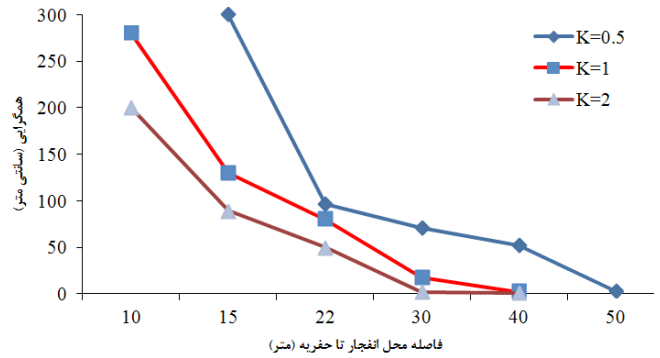
فاصله‌ی سقف حفاری از مرکز انفجار (m)	نسبت تنش‌ها / عمق حفاری (m)	۰/۵	۱	۲
		۱۸	۱۰۰	۹۱
۵	۲۰	۶۱	۵۵	۴۵
۷	۲۲	۴۴	۳۸	۳۰
۱۰	۲۵	۲۷	۲۲	۱۵
۱۵	۳۰	۱۷	۱۴	۹
۲۲	۳۷	۱۱	۸	۵
۳۰	۴۵	۷	۳/۵	۲



شکل ۱۲: تغییرات همگرایی بر حسب دهانه و عمق حفاری در حالت الف) ۱۵ متر ب) ۲۲ متر و ج) ۳۰ متر

Fig. 12. Roof convergence variation versus opening width and depth in a) 15 m b) 22 m c) 30 m

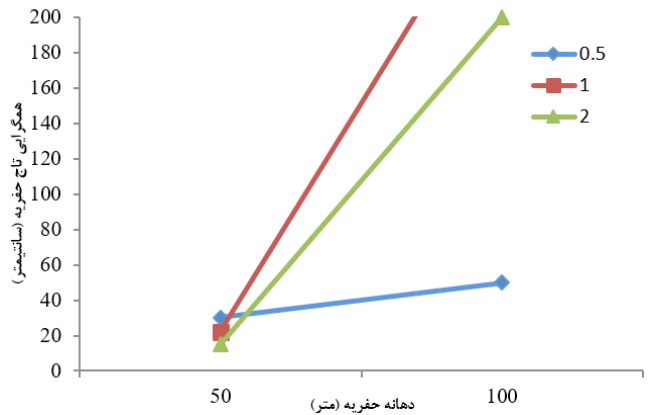
در شکل ۱۳ ناحیه خرابی در اطراف دو حفاری با یکدیگر مقایسه شده است. عمق حفاری برابر ۳۰ m و نسبت تنش افقی به قائم برابر ۱ فرض شده است؛ همانطور که پیداست ناحیه بزرگتری در تاج حفاری دارای رفتار غیرخطی است و همین امر با افزایش بار مرده می‌تواند موجب همگرایی بیشتر شود. قبلا هم توضیح داده شد که بخشی از همگرایی به دلیل شتاب ثقل می‌باشد؛ به این ترتیب می‌توان نتیجه گرفت که در مغارهای با ابعاد بزرگتر پایداری آن طی انفجار بیشتر دستخوش تغییر می‌شود.



شکل ۱۰: همگرایی حفاری با دهانه ۱۰۰ m بر حسب فاصله از مرکز انفجار

Fig. 10. Roof convergence with opening span of 100 m respect to explosion distance in various stress ratios

جهت بررسی اثر دهانه حفاری، همگرایی سقف در اعماق ۱۰، ۱۵، ۲۲ و ۳۰ متری برای دو حفاری با دهانه ۵۰ m و ۱۰۰ m با یکدیگر مقایسه و نمودار آن به قرار شکل ۱۲ به دست آمد. در حالتی که فاصله انفجار تا سقف حفاری ۱۰ m (معادل عمق ۲۵ m) باشد تغییرات همگرایی بر حسب دهانه حفاری مطابق شکل ۱۱ به دست آمد. واضح است که با افزایش دهانه حفاری همگرایی سقف بطور قابل توجهی افزایش پیدا می‌کند به گونه‌ای که در حفاری با دهانه ۱۰۰ m به ۱۰ برابر حفاری با دهانه ۵۰ m می‌رسد.

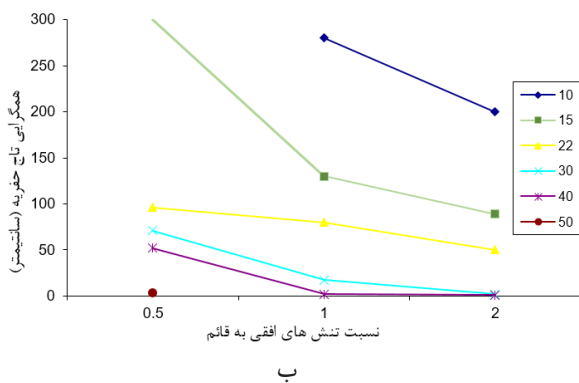
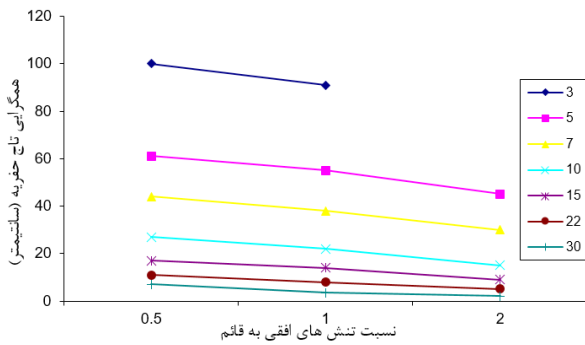


شکل ۱۱: همگرایی حفاری نسبت به دهانه حفاری در عمق ۱۰ m

Fig. 11. Roof convergence versus to opening width in 10 m depth

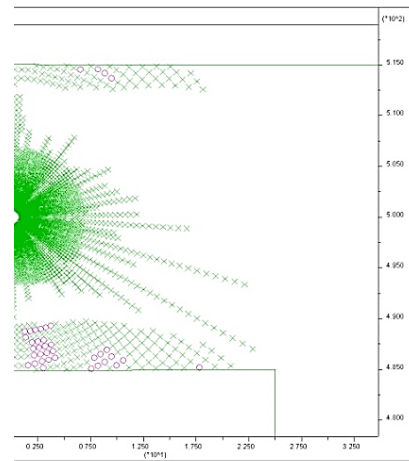
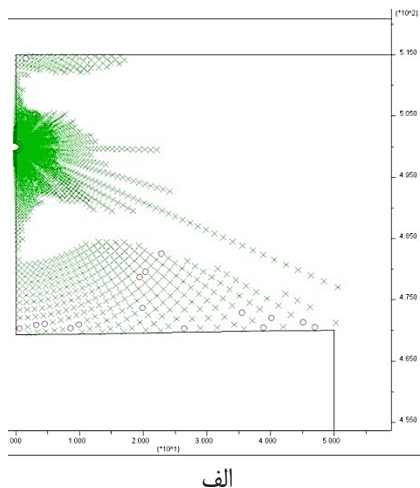
به همین ترتیب همگرایی به عنوان تابعی از دهانه حفاری در فواصل ۱۵، ۲۲ و ۳۰ متری به قرار شکل ۱۲ به دست آمد. واضح است که در تمام مدل‌ها با افزایش ابعاد، همگرایی سقف بیشتر می‌شود؛ ابعاد حفاری در مبحث پایداری استاتیکی فضاهای زیرزمینی از پارامترهای بسیار مهم است که در حفاری‌های بزرگ مشکلات مربوط به حفظ پایداری نیز بیشتر است.

به دنبال آن با افزایش تنش فشاری در تاج مغار، تنش کششی ایجاد شده در حین انفجار کاهش یافته و از وسعت ناحیه خرابی در تاج حفاری کاسته شود.

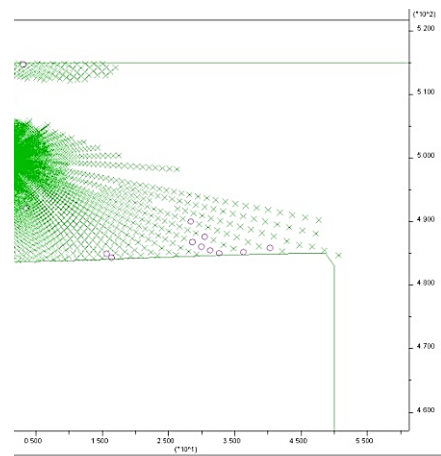


شکل ۱۴: اثر نسبت تنش بر میزان همگرایی نسبت به عمق برای حفاری با دهانه الف) ۵۰ m و ب) ۱۰۰ m
 Fig. 14. The Effect of stress ratio to roof convergence versus to opening depth with span of a) 50 m and b) 100 m

در شکل ۱۵ ناحیه گسیخته شده در اطراف حفاری با دهانه ۱۰۰ m آورده شده است. کاهش وسعت ناحیه خرابی در حالتی که نسبت تنش افقی به قائم بالا باشد کاملاً مشهود است.



الف



ب

شکل ۱۳: ناحیه خرابی در الف) حفاری با دهانه ۵۰ m و ب) ۱۰۰ m (نقاط ضربدر نشان دهنده المان‌های با خرابی برشی و نقاط دایره نشان دهنده المان‌های با خرابی کششی)

Fig. 13. Damaged zone in a) span of 50 m and b) 100 m (crossed points represent the elements with sheared failure and circled points represents the elements with tension failure)

شکل ۱۴ چگونگی تغییرات همگرایی سقف را بر حسب نسبت‌های تنش زمین و برای حفاری با دهانه ۵۰ m و ۱۰۰ m نشان می‌دهد. همانطور که پیداست میزان همگرایی با افزایش نسبت تنش‌ها کاهش می‌یابد. علت این اختلاف به توزیع تنش در حل استاتیکی در تاج حفاری بر می‌گردد؛ در نسبت‌های تنش بزرگتر تنش‌های اصلی بیشتر بوده و در واقع میزان فشردگی سنگ در ناحیه تاج مغار بیشتر است، از طرف دیگر همانطور که قبلاً گفته شد مکانیزم خرابی در فواصل بالا از مرکز انفجار، از نوع کششی می‌باشد از اینرو انتظار آن می‌رود که با افزایش نسبت تنش افقی به قائم و

همانطور که ملاحظه می‌شود فاصله ایمن مغار با دهانه ۵۰ m حدوداً نصف فاصله ایمن مغار با دهانه ۱۰۰ m می‌باشد. این اختلاف در صورتیکه همگرایی مجاز برابر ۲۰ cm و ۳۰ cm باشد بیشتر است؛ به گونه‌ای که در همگرایی مجاز ۳۰ cm فاصله ایمن مغار با دهانه ۱۰۰ m حدوداً از ۵ برابر فاصله ایمن مغار با دهانه ۵۰ m هم تجاوز می‌کند.

جدول ۸: تعیین فاصله‌ی ایمن بر اساس همگرایی مجاز (الف) ۲۰ cm و (ب) ۳۰ cm

Table 8. determination of safe distance based on allowable convergence of a) 20 cm and b) 30 cm

		الف		
نسبت تنش‌ها	ابعاد مغار (m)	۰/۵	۱	۲
		۵۰	۱۵	۱۵
۱۰۰	۵۰	۳۰	۳۰	

		ب		
نسبت تنش‌ها	ابعاد مغار (m)	۰/۵	۱	۲
		۵۰	۱۰	۱۰
۱۰۰	۵۰	۳۰	۳۰	

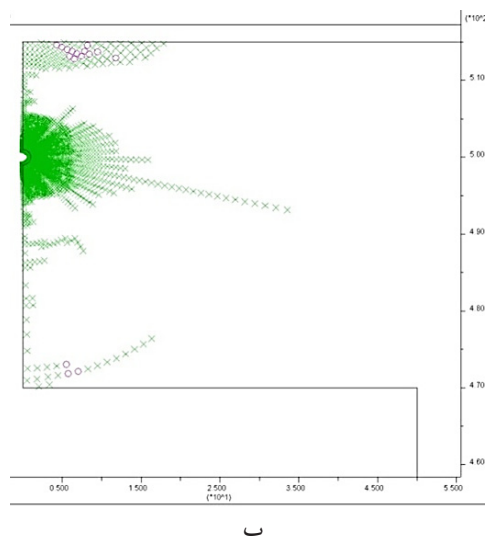
به این ترتیب حداقل و حداکثر فاصله ایمن برای حفاری با دهانه ۱۰۰ m به ترتیب برابر ۵۰ m و ۳۰ m و حداقل و حداکثر آن برای حفاری با دهانه ۵۰ m به ترتیب برابر ۳۰ m و ۱۰ m محاسبه می‌شود؛ بنابراین می‌توان ادعا کرد که فاصله ایمن می‌تواند به چند ده متر هم برسد.

۳-۳-۳- برازش داده‌های عددی

در این بخش با استفاده از تحلیل آماری داده‌های عددی و با درونیابی یک رابطه‌ی کلی جهت پیش‌بینی همگرایی حفاری استخراج شود. به این ترتیب می‌توان به دریافت بهتری از اثر پارامترهای شبیه‌سازی بر پاسخ عددی دست یافت. بدین منظور از نرم‌افزار آماری SPSS و روش خطی‌سازی چند متغیره استفاده شد. از الگوی اولیه‌ی نمایی به قرار رابطه ۶ استفاده شد.

$$\text{همگرایی (سانتی متر)} = \frac{a \times W^c}{D^b \times K^d} \quad (6)$$

مقادیر نهایی پارامترها و وضعیت نهایی رابطه ۶ به قرار زیر به دست آمد.



شکل ۱۵: ناحیه خرابی در تاج حفاری با ابعاد ۱۰۰ m به ازای (الف) $K=0.5$ و (ب) $K=2.0$

Fig. 15. Damaged Zone in opening roof with span of 100 m versus to stress ratio with a) $K=0.5$ and b) $K=2.0$

۳-۲- فاصله ایمن

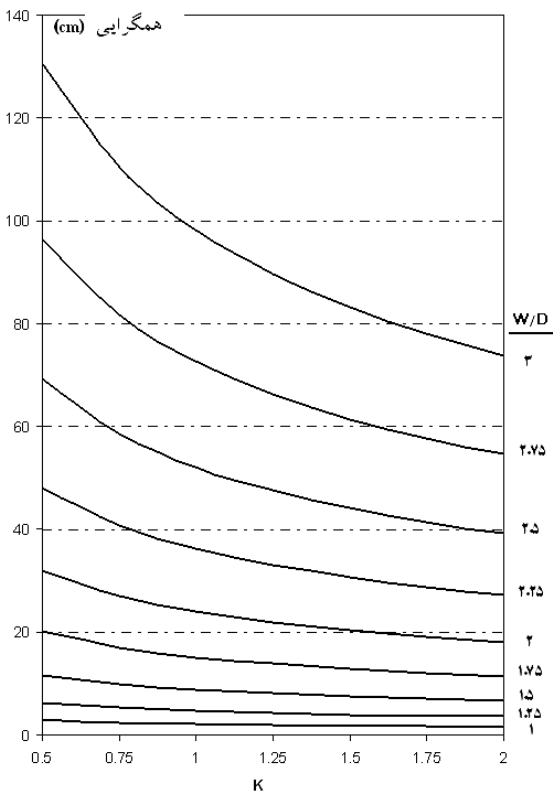
فضای زیرزمینی با ابعاد موردنظر می‌بایست در فاصله‌ای ایمن از مرکز انفجار جانمایی گردد تا از آسیب و خرابی قابل توجه، مصون باشد. در این راستا با فرض حداکثر میزان مجاز همگرایی سقف حفاری به ۱۰ cm، مقادیر تغییرشکل‌های محاسبه شده حاصل از مدل‌های عددی با این مقدار مجاز مقایسه می‌شوند. مقدار مجاز همگرایی می‌تواند در طراحی فضاهای زیرزمینی از منظر پدافند غیرعامل و با توجه به حساسیت‌های موجود و نوع کاربری حفاری تعیین گردد. مقادیر همگرایی بیش از ۱۰ cm با زمینه‌ی تیره در جدول ۵ و ۶ نمایش داده شده است.

به این ترتیب برای حفاری با دهانه ۵۰ m در دو حالت نسبت تنش ۰/۵ و ۱ فاصله ایمن برابر ۱۵ m و بازای نسبت تنش ۲ فاصله ایمن برابر ۱۰ m تعیین می‌شود. به همین ترتیب برای مغار با دهانه ۱۰۰ m فاصله ایمن مربوط به نسبت تنش‌های مختلف محاسبه می‌شود که در جدول ۷ ارائه شده است.

جدول ۷: فاصله ایمن به ازای همگرایی مجاز ۱۰ cm

Table 7. Safe distance in allowable convergence (10 cm)

		نسبت تنش‌ها		
ابعاد مغار (m)		۰/۵	۱	۲
		۵۰	۳۰	۲۲
۱۰۰	۵۰	۴۰	۳۰	



شکل ۱۶: نمودار میزان همگرایی سقف بر حسب وضعیت تنش زمین و نسبت ابعاد حفاری به عمق زمین

Figure 16. The excavation roof convergence due to projectile explosion vs. its width, depth and stress ratio

پیشنهاد می‌شود که جهت بررسی دقیق‌تر از نرم‌افزارهایی استفاده شود که قابلیت مدل‌سازی رفتار گاز را نیز داشته باشند. یکی دیگر از ساده‌سازی‌های صورت گرفته در این تحقیق استفاده از مدل‌سازی دوبعدی متقارن محوری است؛ اگرچه ادعا شده که مدل مذکور می‌تواند به خوبی پدیده سه بعدی انفجار را مدل کند؛ لیکن نمی‌توان در آن پایداری یک حفاری دوبعدی همچون تونل را شبیه‌سازی کرد از اینرو جهت بررسی دقیق‌تر فضاهای زیرزمینی پیشنهاد می‌شود از مدل‌های سه بعدی استفاده شود. این موضوع در وهله اول به نحوه اعمال بارگذاری انفجار است که می‌بایست بصورت کره انفجار مدل شود. طول تونل نسبت به طول مغار نامحدود است و این مسأله در حالت مدل‌سازی تقارن محوری، یک محدودیت تلقی می‌شود.

$$\text{همگرایی (سانتی‌متر)} = \frac{3.76 \times W^{3.44}}{D^{3.6} \times K^{0.4}} \quad (7)$$

همانطور که پیداست توان متغیر دهانه حفاری و عمق اختلاف چندانی با یکدیگر ندارند از اینرو برای آن که بتوان یک رابطه ساده‌تر به دست آورد تحلیل آماری برای بار دوم صورت گرفت با این تفاوت که این بار الگوی اولیه بصورت $a \left(\frac{W}{D}\right)^b \times \frac{1}{K^d}$ تعریف شد و رابطه‌ای به صورت زیر به دست آمد.

$$\text{همگرایی (سانتی‌متر)} = 2.17 \left(\frac{W}{D}\right)^{3.47} \times \frac{1}{K^{0.41}} \quad (7)$$

در شکل ۱۶ نمودار رابطه فوق رسم شده است؛ به این ترتیب می‌توان بر حسب مقادیر مختلف نسبت تنش افقی به قائم (محور افقی) و نسبت W/D مقدار همگرایی را از نمودار پیش‌بینی کرد. لازم به یادآوریست که نمودار مربوطه برای حفاری با ابعاد ۵۰ m و ۱۰۰ m به دست آمده است از اینرو از آن می‌توان برای حفاری‌هایی که ابعادی بین این دو داشته باشند، استفاده کرد.

۴- نتیجه‌گیری

در این تحقیق اثر انفجار پرتابه زمین نفوذی بر فضاهای زیرزمینی بدون پوشش به صورت تحلیل حساسیت بررسی شده است؛ عمق و ابعاد حفاری و نسبت تنش‌های زمین به عنوان متغیر در نظر گرفته شده و بعد از حل حدود ۴۰ مدل عددی وضعیت پایداری فضای زیرزمینی بر اساس متغیرها ارزیابی شد. جهت شبیه‌سازی عددی از نرم‌افزار FLAC2D (تفاضل محدود) استفاده شد. ابعاد حفاری شامل ۵۰ m و ۱۰۰ m و نسبت تنش‌های زمین برای ۱/۵، ۲ و فرض شد. نتیجه گرفته شد که با افزایش عمق، آسیب وارده بر فضای زیرزمینی به طور قابل توجهی کاهش پیدا می‌کند؛ در نقطه مقابل با افزایش ابعاد حفاری و کاهش نسبت تنش افقی به قائم پایداری آن کاهش می‌یابد؛ عمق حفاری اثرگذارترین و مهم‌ترین پارامتر در وضعیت پایداری فضای زیرزمینی می‌باشد. شکل ۱۶ خروجی نهایی این تحقیق را به تصویر کشیده است که در آن رابطه توأمان تغییرات ابعاد و عمق حفاری، نسبت تنش‌ها و میزان همگرایی ناشی از انفجار قابل بررسی است.

برای مقایسه کمی مدل‌ها فاصله‌ای تحت عنوان فاصله ایمن تعریف شد به گونه‌ای که اگر فاصله فضای زیرزمینی از مرکز انفجار از آن بیشتر باشد میزان همگرایی از یک مقدار بحرانی کمتر باشد. حداکثر همگرایی سقف فضای زیرزمینی از چند سانتیمتر (در اعماق بیشتر) شروع شده و به چند متر (در اعماق کمتر) نیز رسید. حداقل و حداکثر فاصله ایمن برابر ۱۰ m و ۵۰ m به دست آمد. در پایان با استفاده از برازش داده‌های عددی، رابطه‌ای برای پیش‌بینی همگرایی سقف مغار ارائه شد.

- [1] J. T. Baylot, Parameters Affecting Loads on Buried Structures Subjected to Localized Blast Effects. Mississippi: US Army Corps of Engineers, (1992).
- [2] Z., Yang. "Finite Element simulation of response of buried shelters to blast loadings". Finite element in Analysis and Design, 24(3) (1997) 113-132.
- [3] J. S. Castro, L. S. Bryson, N. K. Gambern, B.T. Lusk, Numerical modeling of subsurface blasting, 14th Pan-American Conference on Soil Mechanics and Geotechnical Engineering. Toronto: Canadian Geotechnical Society, (2011) 9.
- [4] N. Nagy, M. Mohamed, J.C. Boot, Nonlinear numerical modeling for the effect of surface explosions on buried reinforces concrete structures, Geomechanics & Engineering, 2(1) (2010) 1-18.
- [5] Y. Yang, X. Xie, R. Wang, Numerical simulation of dynamic response of operating metro tunnel induced by ground explosion, Journal of Rock Mechanics & Geotechnical Engineering, 2(4), (2010) 373-384.
- [6] C. Dowding, Construction Vibrations, New Jersey: Prentice-Hall, (1996).
- [7] Y. Wu, J. Hao, Y. Zhou, K. Chong, Propagation Characteristics of blast-induced shock waves in a jointed rock mass, Soil Dynamics & Earthquake Engineering, 17(6) (1998) 407-412.
- [8] G. R. Teripathy, I. D. Gupta, Prediction of Ground Vibrations due to Construction Blasts in different Types of Rock, Rock Mechanics & Rock Engineering, 35(3) (2002) 195-204.
- [9] R. Sherman, Guided Bomb Unit-28 (GBU-28), FAS Military Analysis Network: <http://www.fas.org>, (1991).
- [10] T. Zhao, Conventional Counterforce Strike: An Option for Damage Limitation in Conflicts with Nuclear Armed Adversaries Science & Global Security: The Technical Basis for Arms Control, Disarmament, and Nonproliferation Initiatives, (2011) 195-222.
- [11] L. Gronlund, D. Wright, R. Nelson, Earth Penetrating Weapons, Nuclear Weapons & Global Security: <http://www.ucsusa.org> (2005)
- [12] E. C. Branscome, A Multidisciplinary Approach to the Identification and Evaluation of Novel Concepts for Deeply Buried Hardened Target Defeat, Georgia Institute of Technology, (2006).
- [13] Y. Lu, Z. Wang, C. K, A comparative study of buried structures in soil subjected to blast using 2D and 3D numerical simulations, Solid Dynamics & Earthquake Engineering, 25(4) (2005) 275-288.

نماد	واحد	شرح
f	-	ضریب جفت شدگی
ρ_c	N/m ² s	امپدانس
R	m	فاصله از مرکز انفجار
Q	kg	جرم ماده‌ی منفجره
PPV	mm/s	بیشینه‌ی سرعت ارتعاش ذرات
PPA	m/s ²	بیشینه‌ی شتاب ارتعاش ذرات
g	m/s ²	شتاب ثقل
V _s	m/s	سرعت حرکت موج
ρ	gr/cm ³	جرم مخصوص خاک / سنگ
D	m	عمق حفاری
W	m	دهانه حفاری
K	-	نسبت تنش افقی به قائم
a	-	ضریب ثابت (از آزمایش بدست می‌آید)
b	-	ضریب ثابت (از آزمایش بدست می‌آید)
c	-	ضریب ثابت (از آزمایش بدست می‌آید)
R ₁	-	ضریب ثابت (از آزمایش بدست می‌آید)
R ₂	-	ضریب ثابت (از آزمایش بدست می‌آید)
ω	-	ضریب ثابت (از آزمایش بدست می‌آید)
t	s	زمان از لحظه انفجار
t _a	s	زمان رسیدن موج به نقطه موردنظر
V _r	m/s	سرعت حرکت ذره
V _r ^{max}	m/s	بیشینه سرعت حرکت ذره

- [17] A. Yassaghi, H. Salari-Rad, Squeezing rock conditions at an igneous contact zone in the Taloun tunnels; Tehran-Shomal freeway Iran: a case study, *Int. J of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 42(1) (2005) 95-108.
- [18] E. Hoek, P. Marinos, Hoek's corner, http://www.rockscience.com/education/hoeks_corner/published_papers, (2000).
- [19] B. H. Brady, E. T. Brown, *Rock Mechanics for underground mining*, third edition. Dordrecht: Springer. (2004)
- [14] U. A. Station, *Fundamental of Protection design for conventional weapons*. Washington D.C., Vicksburg, (1986).
- [15] L. Haibo, X. Xiang, L. Jianchun, Z. Jian, L. Bo, L. Yaqu, *Rock damage control in bedrock excavation for a nuclear power plant*, *Int. J. of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 48(2) (2011) 210-218.
- [16] S. O. Olofsson, L. Rosengren, G. Svedbjork, *Modeling of ground-shock wave propagation in soil using FLAC. Numerical modeling in geomechanics*, (1999) 401-406.

برای ارجاع به این مقاله از عبارت زیر استفاده کنید:

Please cite this article using:

M. Rahimi Dizadji, A. Fahimifar, M. Jabbarzadeh, Sensitivity Analysis of Un-lined Underground Spaces under Dynamic Loading using Numerical Methods, *Amirkabir J. Civil Eng.*, 50(2) (2018) 377-390.

DOI: 10.22060/ceej.2017.11445.5073

