

بررسی تاثیر تغییرات GSI سقف بلاواسطه بر طول گام تخریب دوره ای معادن زغال سنگ با استفاده از روش عددی

اصغر نوروزی^۱، کاظم اورعی^۲، مهرداد جوادی^۳، کامران گشتاسبی^۴

۱- دانشجوی دکترای تخصصی مهندسی معدن، دانشگاه آزاد اسلامی، واحد علوم و تحقیقات، تهران

۲- عضو هیئت علمی دانشگاه تربیت مدرس، گروه مهندسی معدن، تهران

۳- عضو هیئت علمی دانشگاه آزاد اسلامی، گروه مهندسی مکانیک واحد تهران جنوب، تهران

۴- عضو هیئت علمی گروه مهندسی معدن دانشگاه تربیت مدرس، تهران

چکیده

روش استخراج جبهه کار طولانی یکی از پرکاربردترین روش ها در استخراج معادن زغال سنگ است. از مهمترین پارامترهایی که در ایمنی و موفقیت عملیات استخراجی به روش جبهه کار طولانی موثر می باشد، تخمین طول گام تخریب دوره ای است. چرا که در نظر گرفتن طولی کمتر از مقدار واقعی، می تواند با انتخاب سیستم نگهداری ناکافی، جان معدنکاران را به خطر اندازد و همچنین در نظر گرفتن طولی بیشتر از مقدار واقعی، هزینه های اضافی را به معدن تحمیل نماید. از طرفی وجود ناپیوستگی های موجود در سقف بلاواسطه تاثیرات منفی در طول گام تخریب معادن زغال سنگ دارد. در این تحقیق براساس مدل سازی های عددی متعدد با مقادیر متفاوت GSI طول گام تخریب برای هر حالت از GSI محاسبه گردیده و معادله طول گام تخریب بر اساس تغییرات GSI تعیین گردیده است. به منظور ارزیابی نتایج مدل ارائه گردیده، نتایج حاصل از بررسی طول گام تخریب دوره ای در یازده پانل از معادن هندوستان با نتایج مدل مذکور، مورد ارزیابی قرار گرفته است. با بررسی انجام شده، ملاحظه گردید که نتایج حاصل از مدل ارائه گردیده و نتایج مقادیر عملی گام تخریب دوره ای معادن هندوستان، به خوبی با هم منطبق می باشند.

واژگان کلیدی: جبهه کار طولانی، سقف بلاواسطه، گام تخریب، اجزای محدود، GSI

مقدمه

یکی از روشهای پرتولید در معادن زغال سنگ، روش جبهه کار طولانی است. این روش مختص ذخایر لایه ای افقی یا شیب کم می باشد. در روش مکانیزه جبهه کار طولانی، زغال سنگ توسط ماشین شیرر لودر یا زنده، کنده شده و توسط ناو زنجیری به بیرون یکی از کارگاه استخراج انتقال می یابد. سقف کارگاه استخراج نیز توسط نگهداری قدرتی نگهداری می گردد. با پیشروی سینه کار به جلو، سقف بلاواسطه در پشت کارگاه استخراج ریزش می نماید. سقف بلاواسطه قسمتی از لایه های فوقانی لایه

جدول ۱- روش های مختلف بررسی رفتار توده سنگ [18,25]

نام سیستم	مخفف	ارائه کننده	کاربرد	توضیحات
Rock Load	-	Terzaghi [44]	تونل ها	اولین تلاش ها برای استفاده از طبقه بندی سنگها به منظور طراحی نگهداری تونل ها فاکتور اصلی بسیاری از سیستم های طبقه بندی سنگ ها
Rock Quality Designation	RQD	De Deer [14]	عمومی	اولین سیستم رتبه بندی توده سنگ ها از معمول ترین روشها در طبقه بندی سنگ
Rock Structure Rating	RSR	Wickham et al. [47]	تونل های کوچک	بندی سنگ ها
Rock Tunneling Quality Index	Q	Barton et al. [6]	فضا های زیرزمینی	های فضاهای زیرزمینی
Rock Mass Rating	RMR	Bieniawski [7,8]	فضا های زیرزمینی	در سال ۱۹۷۹ به منظور استفاده در سطوح
Mining Rock Mass Rating	MRMR	Laubscher [22,23] Selby [39],	و سطوح شیب دار معادن	شبهدار اصلاح گردید به منظور استفاده در RMR در سال ۱۹۷۳، معادن اصلاح گردید
Rock Mass Strength	RMS	Moon and Selby [28] Romana [38],	سطوح شیب دار	بر اساس اطلاعات خام سطوح شبهدار
Slope Mass Rating	SMR	Romana et al. [37]	سطوح شیب دار	از معمول ترین روشها در طبقه بندی سطوح شیب دار
Slope Rock Mass Rating	SRMR	Robertson [35]	سطوح شیب دار	یک طبقه بندی برای سنگ های ضعیف و
Chinese Slope Mass Rating	CSMR	Chen [11]	سطوح شیب دار	برای شرایط درزه و SMR اصلاح شده روش هوازده
Modified Rock Mass Rating	M-RMR	Onal [45] Hoek et al. [19,20], Marinos	معادن	ارتفاع شیب ها برای معادن RMR
Geological Strength Index	GSI	and Hoek [24,25], Marinos	عمومی	روش طبقه بندی توده سنگ ها بر اساس میزان ناپوستگی ها
Rockslope Deterioration Assessment	RDA	et al. [26] Nicholson and Hencher [29],	سطوح شیب دار	برای سنگهای کم عمق، هوازده و خردشده
Slope Stability Probability Classification	SSPC	Nicholson et al. [30,31] Hack[32], Hack et al. [16]	سطوح شیب دار	شیبها ارزیابی احتمال شکست هر یک از شکستگی ها
Volcanic Rock Face Safety Rating	VRFSR	Singh and Connolly[40]	سطوح شیب دار	برای ارزیابی فاکتور ایمنی پایداری شیب ها
Falling Rock Hazard Index	FRHI	Singh [42] Mazzaccola and Hudson	(حفاری های موقت) سطوح شیب دار	در سنگ های آذرین برای تعیین درجه ریسک پایداری محل های حفاری شده
Natural Slope Instability	NSI	[27]	شیب های طبیعی	برای ارزیابی ناپایداری شیب های طبیعی

۱- ارتفاع سقف بلاواسطه

سقف بلاواسطه قسمتی از لایه های بالای کارگاه استخراج می باشد که پس از حرکت نگهداری های قدرتی به سمت جلو ریزش می نماید (شکل ۳). به منظور مدلسازی عددی گام تخریب بایستی ارتفاع سقف بلاواسطه در مدل مورد نظر تعیین گردد. بدین منظور روابط متعددی ارائه گردیده است که معتبرترین آنها توسط سانگ و دنگ (Song & Deng) به صورت روابط ۴ تا ۶ ارائه گردیده است [43,32].

$$h_{im} = \frac{H - d}{M - 1} \quad (4)$$

$$d_0 \geq d \quad (5)$$

$$d = c.H \quad (6)$$

در این روابط:

h_{im} : ارتفاع سقف بلاواسطه (m)، H: ارتفاع معدنکاری (m)، d: خم شدگی پایین ترین لایه ریزش نکرده (m)، d: حداکثر خم شدگی (بدون شکسته شدن) پایین ترین لایه تخریب نشده، c: نسبت خم شدگی لایه (قبل از شکسته شدن) به ارتفاع استخراج و M: فاکتور تورم می باشد.

مقدار پارامتر C از جدول ۲ و مقدار پارامتر M از جدول ۳ بر اساس جنس لایه های سقف بلاواسطه تعیین می گردد [32].

به منظور مدلسازی روند تغییرات گام تخریب بر اساس تغییرات GSI مقادیر متوسط $c = 0.55$ و $M = 1/18$ و با ارتفاع لایه استخراجی $H = 1/m5$ در نظر گرفته شده است [32]، لذا مقدار ارتفاع سقف بلاواسطه $m = 3/75$ خواهد بود.

می باشد (روابط ۱ و ۲) که باعث سهولت در استفاده از این روش شده و از طرفی با افزایش روز افزون کاربردهای این روش بر قدرت و کارایی این آن نیز افزوده شده است [۴ و ۵].

$$GSI = 9 \ln Q' + 44 \quad \text{if } RMR_{89} < 23 \quad (1)$$

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad \text{if } RMR_{89} \geq 23 \quad (2)$$

$$Q' = \left[\frac{RQD}{J_n} \right] \left[\frac{J_r}{J_a} \right] \quad (3)$$

که در این روابط:

RMR = امتیاز توده سنگ بینیاوسکی

Q' = شاخص کیفیت تونل زنی اصلاح شده

RQD = شاخص کیفیت سنگ

Jn = ضریب تعداد دسته درزه

Jr = ضریب زبری سطح درزه

Ja = ضریب هوازگی سطح درزه

لذا به دلیل مزایای فوق الذکر، در این تحقیق به منظور بررسی تاثیر میزان ناپیوستگی های موجود در سقف بلاواسطه و طول گام تخریب دوره ای معادن زغال سنگ از روش GSI استفاده گردیده است.

تخمین اطلاعات مورد نیاز مدلسازی عددی

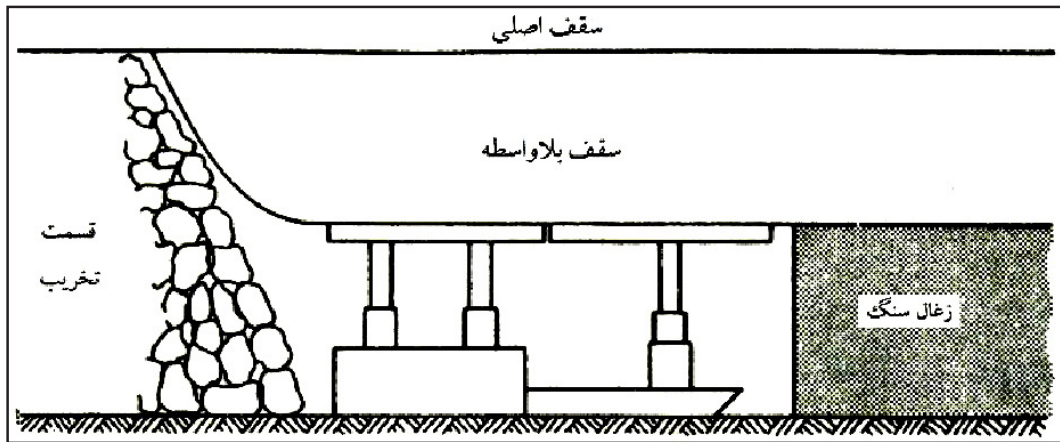
همانگونه که پیشتر ذکر گردید، در این تحقیق به منظور بررسی تاثیر تغییرات GSI بر طول گام تخریب از روش عددی (و نرم افزار Phase²) استفاده می گردد و سپس نتایج حاصل از مدلسازی عددی با مقادیر عملی در تعدادی از معادن هندوستان مورد ارزیابی قرار می گیرد. لذا به منظور استفاده از مدلسازی عددی نیازمند آماده سازی اطلاعات ورودی به نرم افزار می باشیم که در ادامه مطالب به نحوه تخمین این اطلاعات اشاره می گردد.

جدول ۳- مقادیر پارامتر M [32]

نوع سنگ	m
ماسه	۱/۰۱ - ۱/۰۳
رسی	۱/۰۳ - ۱/۰۷
زغال شکسته	۱/۰۵
شیل رسی	۱/۱۰
شیل ماسه ای	۱/۲۵ - ۱/۳۵
ماسه سنگ	۱/۳۵ - ۱/۴۰

جدول ۲- مقادیر پارامتر C [32]

نوع سنگ	c ضریب
ماسه سنگ بسیار محکم	C = ۰/۱ - ۰/۱۵
ماسه سنگ ریز دانه متوسط	C = ۰/۱۵ - ۰/۲۵
شیل ماسه ای	C = ۰/۳۵ - ۰/۴۰
شیل و مارن	C = ۰/۴۰ - ۰/۵۰
آهک بسیار ریز دانه	C ≥ ۱



شکل ۳- مقطعی از کارگاه استخراج [۳۳]

مقدار $K = ۰/۳۷$ می شود.

۳- تخمین خصوصیات توده سنگ سقف بلاواسطه اطلاع از خصوصیات رفتاری و مکانیکی توده سنگها، از موارد ضروری در طراحی فضاهای زیرزمینی مانند تونلها و معادن زیرزمینی می باشد. سنگهای بکر (Intact Rock) پس از مقاومت حداکثر دارای مقاومت باقی مانده ای (Residual strength) می باشند که در تحلیل رفتار سنگها در طراحی فضاهای زیرزمینی بسیار حائز اهمیت می باشد [۳].

توده سنگها نیز همچون سنگهای بکر بعد از مقاومت حداکثر دارای مقاومت باقی مانده می باشند که بایستی در تحلیل و طراحی فضاهای زیرزمینی مورد توجه قرار گیرد. تصاویر (۵و۴) رابطه بین GSI، ابعاد بلوکها و فاکتور شرایط درزه ها در حالت مقاومت حداکثر و مقاومت باقی مانده را برای توده سنگ ها نشان

۲- نسبت تنش های افقی به تنش عمودی

جهت مدلسازی گام تخریب با نرم افزار های شبیه سازی، نیاز به آگاهی از نسبت تنش های افقی به تنش های قائم می باشیم. بدین منظور مدل های متعددی ارائه گردیده است که در میان این مدل ها، مدل شوری [۴] از مقبولیت بیشتری برخوردار است. این رابطه به صورت زیر است:

$$K = 0.25 + 7E_h \left[0.001 + \frac{1}{Z} \right] \quad (۷)$$

که در این رابطه:

K: نسبت تنش های افقی به قائم

E_h : مدول الاستیسیته توده سنگ در جهت افقی (GPa)

Z: عمق سازه یا فضای زیرزمینی (m)

به منظور مدلسازی گام تخریب و تعیین نسبت تنش های افقی به تنش عمودی، $Z = ۲۰۰m$ و $E_h = ۲/۸۵$ Gpa در نظر گرفته شده است [۱ و ۴] که

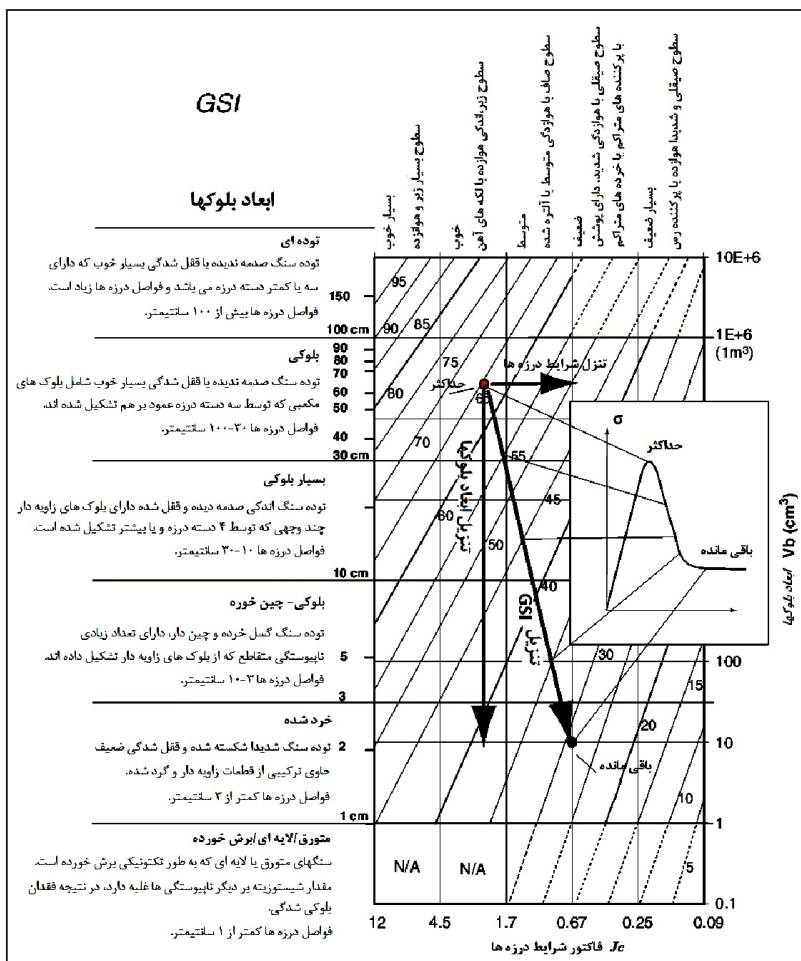
$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + S \right)^a \quad (8)$$

که در این رابطه m_b و s و a ثابت های توده سنگ و σ_c مقاومت فشاری سنگ بکر می باشد. مقادیر

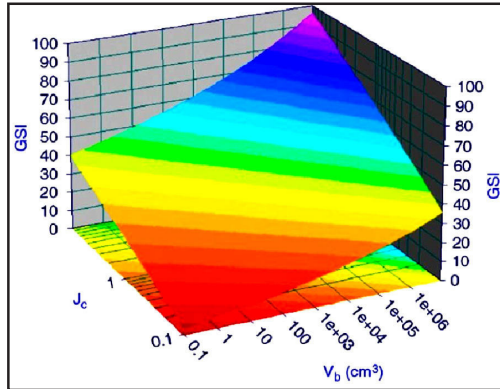
می دهد [۱۰]. رابطه معیار شکست هوک- براون

برای بررسی مقاومت توده سنگها به صورت رابطه (۸)

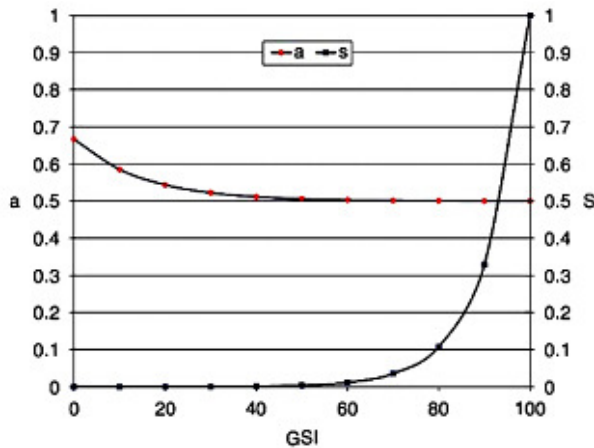
می باشد [۲۱]:



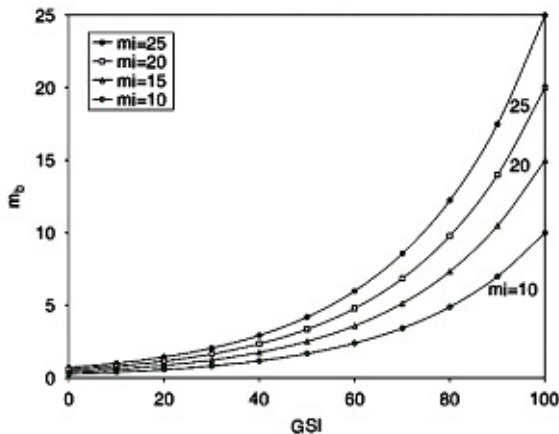
شکل ۴- رابطه بین GSI ، ابعاد بلوکها و شرایط درزه در حالت مقاومت حداکثر و مقاومت باقی مانده در توده سنگها [۱۰]



شکل ۵- رابطه بین GSI، ابعاد بلوکها (Vb) و فاکتور شرایط درزه ها (Jc) [۱۰]



شکل ۶- رابطه بین GSI و mb [10]



شکل ۷- رابطه بین GSI و a,s [10]

m_b و s و a از روابط ۹ و ۱۰ و ۱۱ حاصل می گردند [۲۱].

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 4D}\right) \quad (9)$$

$$S = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad (10)$$

$$a = 0.5 + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (11)$$

که در این روابط D ، فاکتور آشفستگی است که به عواملی چون میزان آسیب دیدگی سنگ تحت تاثیر انفجار وابسته می باشد که میزان آن در مواردی که انفجاری در معدن رخ ندهد $D=0$ می باشد [۲۱]. مقادیر پارامترهای m_b و s و a بسیار وابسته به تغییرات GSI می باشند. تصاویر ۶ و ۷ رابطه بین m_b و s و a را با GSI نشان می دهند [۱۰]. لذا مقادیر پارامترهای ثابت معیار شکست هوک و براون بسیار وابسته به تغییرات GSI می باشند و از طرفی پارامتر D در حالت مقاومت باقی مانده، برابر با صفر می باشد ($D=0$)، بنابراین روابط معیار شکست هوک و براون در حالت مقاومت باقی مانده مطابق روابط (۱۲ تا ۱۵) می باشند [۱۰].

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(m_r \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + S_r \right)^{a_r} \quad (12)$$

$$S_r = \exp\left(\frac{GSI_r - 100}{9}\right) \quad (13)$$

$$a_r = 0.5 + \frac{1}{6} \left(e^{-GSI_r/15} - e^{-20/3} \right) \quad (14)$$

پارامترها به صورت زیر محاسبه می گردند. [17,46]

$$\rho = 1600 + 800(1 - e^{-1.25t}) \quad \left(\frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}\right) \quad (17)$$

$$E = 15 + 175(1 - e^{-1.25t}) \quad (\text{MPa}) \quad (18)$$

$$\nu = 0.05 + 0.2(1 - e^{-1.25t}) \quad (19)$$

در این روابط ρ و E و ν به ترتیب چگالی (Kg/m^3)، مدول یانگ (MPa) و ضریب پواسون مواد تخریب شده می باشند و t زمان (سال) می باشد. لذا مقادیر پارامترهای فوق برای مدلسازی عددی کارگاه استخراج در این تحقیق بر اساس روابط ۱۷ تا ۱۹ برابر با $1679,13 \text{ Kg/m}^3$ و ρ (m^3) و $E = 32,31 \text{ MPa}$ و $\nu = 0,7$ می باشد.

۵- خصوصیات لایه زغال سنگ و کمر پایین به منظور مدلسازی یک کارگاه استخراج متعارف، خصوصیات لایه زغال سنگ و کمر پایین بر اساس متوسط پارامترهای مقاومتی این لایه ها در معادن زغال سنگ انتخاب گردیده است که این مقادیر مطابق جدول (۵) می باشد [12,17,46].

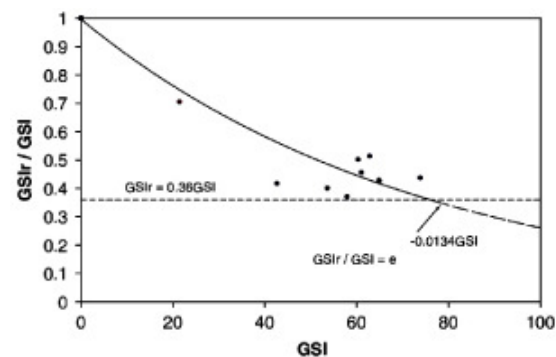
روش عددی و نرم افزار مورد استفاده

یکی از روشهایی که امروزه به صورت گسترده از آن جهت تحلیل سازه های سطحی و زیر زمینی استفاده می گردد، روشهای عددی می باشد که بر اساس آنها نرم افزارهای متعددی نیز ارائه گردیده است.

$$m_r = m_i \exp\left(\frac{GSI_r - 100}{28}\right) \quad (15)$$

که در روابط فوق m_r و S_r و a_r ثابتهای هوک و براون در حالت مقاومت باقی مانده می باشند. GSI_r نیز شاخص مقاومت زمین شناسی توده سنگ (GSI) در حالت مقاومت باقی مانده می باشد که نمودار رابطه بین GSI و نسبت GSI_r/GSI مطابق شکل ۸ می باشد و همچنین رابطه آنها به صورت فرمول (۱۶) می باشد. (۱۶)

لذا مقادیر m_r و S_r و a_r و GSI_r که در مدلسازی گام



شکل ۸- رابطه بین GSI و نسبت GSI_r/GSI

$$GSI_r = GSI e^{-0.0134 GSI} \quad (16)$$

تخریب نیاز می باشند از روابط ۱۳ تا ۱۶ حاصل می گردند که این مقادیر برای توده سنگ سقف بلاواسطه کارگاه استخراج بر اساس مقادیر مختلف GSI (و روابط ۱۳ تا ۱۶) مطابق جدول ۴ می باشند.

۴- تخمین خصوصیات مواد قسمت تخریب

با پیشروی سینه کار استخراجی به سمت جلو، مواد قسمت تخریب در زیر لایه های سنگهای سقف مرتباً فشرده می گردند، لذا چگالی، مدول یانگ و نسبت پواسون مواد این قسمت به صورت تابعی از زمان عمل خواهند نمود [17].

نتایج حاصل از تجربیات عملی نشان داده است که این

جدول ۴- خصوصیات توده سنگ سقف بلاواسطه

پارامتر	GSI	GSI _r	m _b	m _r	S	S _r	a	a _r
کمر بالا	۲۰	۱۵/۲۹	۰/۹۱۹	۰/۷۷۷	۰/۰۰۰۱	۰/۰۰۰۱	۰/۵۴۴	۰/۵۶۰
	۲۵	۱۷/۸۸	۱/۰۹۹	۰/۸۵۲	۰/۰۰۰۲	۰/۰۰۰۱	۰/۵۳۱	۰/۵۵۰
	۳۵	۲۱/۹	۱/۵۷۰	۰/۹۸۳	۰/۰۰۰۷	۰/۰۰۰۲	۰/۵۱۶	۰/۵۳۸
	۴۵	۲۴/۶۲	۲/۲۴۴	۱/۰۸۴	۰/۰۰۲۲	۰/۰۰۰۲	۰/۵۰۸	۰/۵۳۲
	۵۰	۲۵/۵۸	۲/۶۸۳	۱/۱۲۲	۰/۰۰۳۹	۰/۰۰۰۳	۰/۵۰۶	۰/۵۳۰
	۵۵	۲۶/۳۲	۳/۲۰۷	۱/۱۵۲	۰/۰۰۶۷	۰/۰۰۰۳	۰/۵۰۴	۰/۵۲۹
	۶۵	۲۷/۲	۴/۵۸۴	۱/۱۸۸	۰/۰۲۰۵	۰/۰۰۰۳	۰/۵۰۲	۰/۵۲۷

جدول ۵- خصوصیات لایه زغال سنگ و کمر پایین [12,17,46]

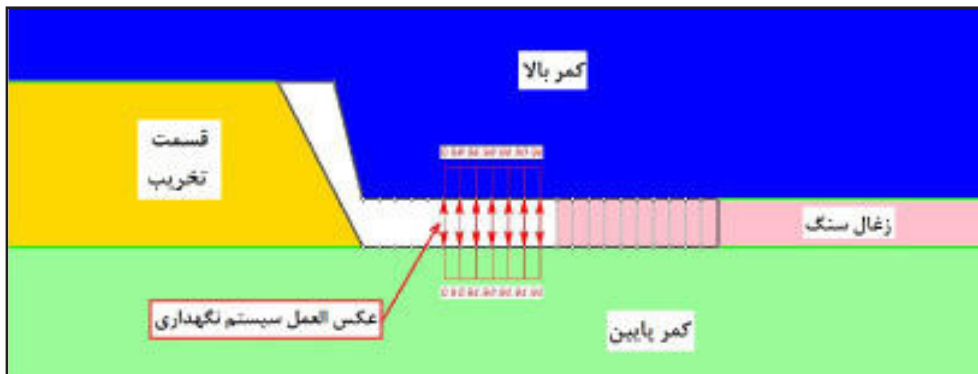
پارامتر	Density (Kg/m3)	m _b	m _r	S	S _r	a	a _r
زغال سنگ	۱۴۰۰	۱/۰۷۹	۰/۶۷۶	۰/۰۰۰۷	۰/۰۰۰۲	۰/۵۱۶	۰/۵۳۸
کمر پایین	۲۶۰۰	۲/۱۱۲	۱/۱۶۷	۰/۰۰۱۳	۰/۰۰۰۲	۰/۵۱۱	۰/۵۳۵

متفاوت صورت پذیرفته است که در قسمتهای بعدی نتایج حاصله از این مدل سازی ها با مقادیر متفاوت GSI ارائه می گردد. نمونه هایی از نتایج مدل سازی های عددی، مطابق شکل ۱۰ و ۱۱ می باشد. این تصاویر (شکل های ۱۰ و ۱۱) تسلیم شدگی محیط اطراف کارگاه استخراج را نشان می دهند. شکل ۱۰ مربوط به کارگاه استخراجی با ارتفاع ۱/۵ m و GSI=۴۵ می باشد که سقف بلاواسطه در پشت سیستم نگهداری تا فاصله ۲ m از پشت سیستم نگهداری پایدار بوده و به جز ریزشهای جزئی در بعضی قسمتها، سقف بلاواسطه در پشت سیستم نگهداری پایدار است. ولیکن شکل (۱۱) مربوط به همان کارگاه استخراج در حالتی می باشد که سیستم نگهداری به میزان ۰/۵ m پیشروی نموده و میزان پیشروی سیستم نگهداری نسبت به ریزش قبلی به پشت سیستم نگهداری (شامل ریزش جزئی در پشت سیستم نگهداری) ۲/۵ m رسیده است، ولیکن سقف بلاواسطه فشار حاصل از افزایش طول سقف بلاواسطه را تحمل ننموده و ریزش نموده است.

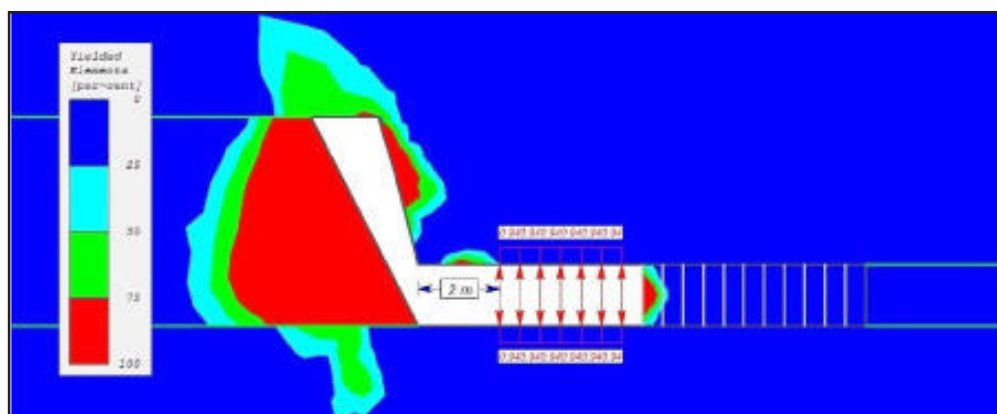
نرم افزار Phase² یکی از نرم افزارهای رایج و شناخته شده در زمینه مدل سازی و شبیه سازی سازه های زیرزمینی و سطحی می باشد. این نرم افزار از تکنیک اجزای محدود بدین منظور استفاده می نماید [34]. در این تحقیق نیز به منظور مدل سازی رفتار سقف بلاواسطه از نرم افزار Phase² استفاده شده است. بدین منظور در ابتدا مقطع هندسی کارگاه استخراج در نرم افزار تعریف شده و سپس پارامترهای متعددی که در قسمت های قبلی محاسبه گردید به مدل ارائه گردیده است که نتایج آن در قسمت های بعدی مورد ارزیابی قرار خواهد گرفت.

مدل سازی عددی کارگاه استخراج

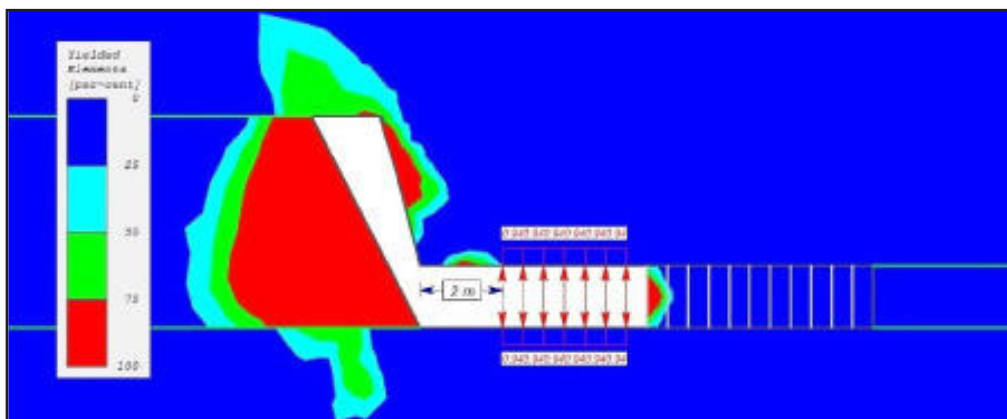
تصویر مقطع یک کارگاه استخراج جبهه کار طولانی مطابق شکل ۳ می باشد. بر همین اساس مدل FEM یک کارگاه استخراج مطابق شکل ۹ می باشد. در این مدل سازی خصوصیات قسمت های مختلف وارد شده به نرم افزار مطابق مقادیر محاسبه شده در قسمت های قبلی مقاله می باشد، ولیکن به منظور بررسی تاثیر تغییرات GSI سقف بلاواسطه بر طول گام تخریب، مدل سازی های متعددی با GSI های



شکل ۹- مدل عددی کارگاه استخراج



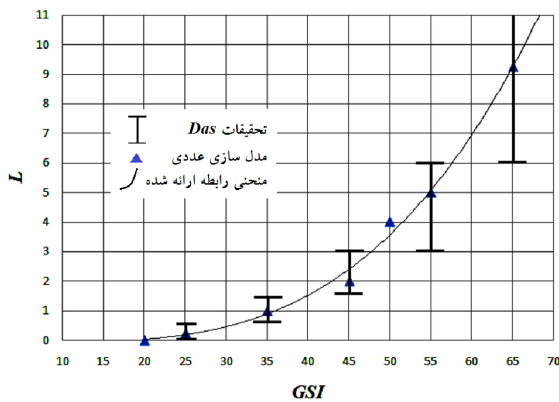
شکل ۱۰- سقف بلاواسطه پایدار در فاصله ۲ متری از پشت سیستم نگهداری (شامل ریزش جزئی در پشت سیستم نگهداری)



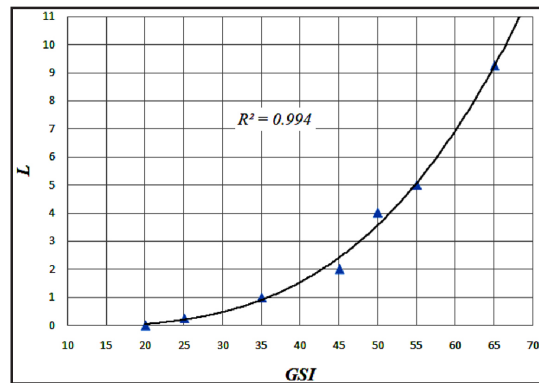
شکل ۱۱- ریزش کامل سقف بلاواسطه در پشت سیستم نگهداری در فاصله ۲/۵ متری از پشت سیستم نگهداری

جدول ۶- مقادیر گام تخریب دوره ای حاصل از مدلسازی براساس مقادیر GSI متفاوت

GSI	۲۰	۲۵	۳۵	۴۵	۵۰	۵۵	۶۵
گام تخریب دوره ای (m)	۰	۰/۲۵	۱	۲	۴	۵	۹/۲۵



شکل ۱۳- نمودار مطالعات داس درمورد گام تخریب یازده پانل از معادن هندوستان



شکل ۱۲- رابطه بین GSI و طول گام تخریب دوره ای حاصل از مدلسازی عددی

GSI بیشتر از ۲۰، رابطه (۲۰) پیشنهاد می گردد

$$L = 6E - 05(GSI)^3 - 0.002(GSI)^2 + 0.036(GSI) - 0.325 \quad (20)$$

مطالعات موردی

به منظور ارزیابی نتایج مدل ارائه گردیده، نتایج حاصل از بررسی طول گام تخریب دوره ای در یازده عدد از پانل های استخراجی هندوستان که توسط داس (K.Das) برداشت شده است، مورد بررسی قرار می گیرد. نتایج مشاهدات عملی از معادن هندوستان مطابق شکل (۱۳) است. مشاهدات ایشان نشان می دهد که به عنوان مثال برای کارگاه هایی با $GSI=35$ ، میزان گام تخریب دوره ای بین $0/5$ تا $1/5$ متر بوده و برای کارگاه هایی با $GSI=45$ ، میزان گام تخریب دوره ای بین $1/5$ تا 3 متر می باشد (شکل ۱۳) [13]. همانگونه که ملاحظه می گردد، منحنی حاصل از مدلسازی های عددی در این تحقیق و نمودار مقادیر عملی گام تخریب دوره ای

در شکل های ۱۱ و ۱۲ قسمتهای قرمز رنگ در سقف بلاواسطه نشانگر قسمتهایی می باشد که به حد تسلیم شدگی کامل (۱۰۰ درصد) رسیده اند و شکست حاصل شده است. این مدلسازی با مقادیر مختلف GSI برای سقف بلاواسطه انجام شده و میزان حساسیت طول گام تخریب دوره ای به تغییرات GSI بدست آمده است که نتایج تحلیل مدل سازی ها در قسمت بعدی مورد بررسی قرار می گیرد.

نتایج مدل سازی عددی

براساس مدلسازی های عددی متعدد با مقادیر متفاوت GSI طول گام تخریب برای هر حالت محاسبه گردیده است که نتایج آنها مطابق جدول ۶ می باشد. با ترسیم منحنی مقادیر حاصل از مدلسازی عددی و GSI مربوط به هر یک، شکل ۱۲ حاصل میگردد.

معادله این منحنی به صورت رابطه (۲۰) می باشد. براساس این معادله، مقدار گام تخریب دوره ای برای مقادیر GSI کوچکتر و مساوی ۲۰، برابر صفر می باشد و برای مقادیر

منابع

- معدن(تحقیقات داس در هندوستان)، به خوبی با هم منطبق می باشند. لذا از طریق رابطه (۲۰) و با در دست داشتن مقدار GSI سقف بلاواسطه، می توان میزان گام تخریب دوره ای معدن زغال سنگ را تخمین زد.
- نتیجه گیری**
- طول گام تخریب دوره ای یکی از پارامترهای مهم در طراحی سیستم نگهداری معدن زغال سنگ می باشد. چرا که در نظر گرفتن مقادیری کمتر از حد لزوم باعث انتخاب سیستم نگهداری ضعیفی می گردد که می تواند جان معدنکاران را به خطر اندازد و در نظر گرفتن طولی بیش از اندازه، با انتخاب سیستم نگهداری بسیار قوی هزینه های اضافی را به معدن تحمیل می نماید. یکی از پارامترهای تاثیر گذار در طول گام تخریب دوره ای، ناپیوستگی های موجود در سقف کارگاه استخراج می باشد. در این تحقیق رابطه GSI و طول گام تخریب دوره ای مورد بررسی قرار گرفته است. بدین منظور از روش عددی FEM و نرم افزار Phase² استفاده شده است و رابطه بین تغییرات GSI و طول گام تخریب دوره ای تعیین گردیده است. براساس این رابطه برای GSI های پایین تر از ۲۰ مقدار طول گام تخریب برابر صفر بوده و با افزایش GSI مقدار طول گام تخریب دوره ای به صورت تصاعدی افزایش می یابد. به منظور ارزیابی نتایج مدل ارائه گردیده، نتایج حاصل از بررسی طول گام تخریب دوره ای در یازده پانل از معدن هندوستان با نتایج مدل مذکور، مورد ارزیابی قرار گرفت که ملاحظه گردید نتایج حاصل از رابطه ارائه گردیده با مقادیر عملی معدن هندوستان به خوبی مطابقت دارند.
- ۱- ترابی، س.ر. (۱۳۸۷)، مقدمه ای بر مکانیک سنگ، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود. ۱۹۳ص
- ۲- عطائی، م. (۱۳۸۴)، معدن کاری زیر زمینی(مباحث ویژه)، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، جلد دوم. ۶۶۲ص
- ۳- فاروق حسینی، م. (۱۳۷۹)، درآمدی بر مکانیک سنگ، نشر کتاب دانشگاهی.ص
- ۴- مدنی، ح. (۱۳۷۹)، تونلسازی، مرکز نشر کتاب دانشگاه صنعتی امیرکبیر، جلد سوم.ص
- ۵- هراتی، م.ر. (۱۳۸۷)، طبقه بندی مهندسی سنگها در ارتباط با طراحی فضاهاى زیرزمینی، انتشارات فنی ایران.ص
- 6- Barton, N., Lien, R., Lunde, J., (1984). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mech Rock Eng*, 7(4), 226p p.
- 7- Bieniawski, ZT., (1989). The geomechanics classification in rock engineering applications. In: *Proceedings of the 4th international congress on rock mechanics, Montreux*, p p.41-48.
- 8- Bieniawski, ZT., (1989). Rock mass classification in rock engineering. In: *Proceedings of the symposium on explorer for rock, engineering, Johannesburg*, p p.97-106.
- 9- Biron, C., Arioglu, E., (1980). Supporting and Design of Supports in Mines. *Birsen Kitabevi, Istandbul*. 151pp
- 10- Cai, M., Kaisera, P.K., Tasakab, Y., Minamic, M., (2007). Determination of residual strength parameters of jointed rock masses using the GSI system. *International Journal of Rock Mechan-*

- ics and Mining Sciences, Vol. 44, p.247-265.
- 11- Chen, Z., (1995), Recent developments in slope stability analysis. Proce. of the 8th international congress ISRM. Tokyo, p p.1041-1048.
- 12- Chugh, Y.P., Karmis, M., (1982). State-Of-The-Art of Ground Control in Longwall Mining and Mining Subsidence. SME OF AIME, p.126-144.
- 13- Das, S.K., (1999), Observations and classification of roof strata behaviour over longwall coal mining panels in India. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol. 37, p.585-597.
- 14- Deere, D., (1983). Technical description of rock cores for engineering purposes. Rock Mech Eng Geol, p.17-22.
- 15- Hack, R., (2002), An evaluation of slope stability classification. In: Proceedings of the EUROK, Madeira. Portugal, p.3-32.
- 16- Hack, R., Price, D., Rengers, N., (2003), new approach to rock slope stability a probability classification (SSPC). Bull. Eng. Geol. Environ, p.107-184.
- 17- Heping, X., Zhonghui, C., Jiachen, W., (1999), Three-dimensional numerical analysis of deformation and failure during top coal caving. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol.36, p.651-658.
- 18- Hoek, E., (1983), Strength of jointed rock masses. Journal of Geotechnique, Vol. 23, No. 3, p. 187-223.
- 19- Hoek, E., Kaiser, PK., Bawden,WF. (1995), Support of underground excavations in hard rock. Rotterdam, Balkerna.
- 20- Hoek, E., Marinos, P., Benissi, M., (1998). Applicability of the geological strength index (GSI) classification for *very* weak and sheared rock masses: the case of the Athens schist formation. Bull Eng Geol Environ, p.151-160.
- 21- Hoek, E., Carranza-Torres, c., Corkum,B., (2002), Hoek-Brown failure criterion
- 22- Laubscher ,D., (1987). Geomechanics classification of jointed rock masses-mining applications., Ins. Min. Metall, p.86-95.
- 23- Laubscher, D., (1990). The design of rock support in high stress or weak rock environments. In: Proceedings of the 92nd Canadian Institute of Mining and Metallurgy. Ottawa. p p.45-97.
- 24-Marinos, p., Hoek, E., (2000). GSI-a geologically friendly tool for rock mass strength estimation. Proce. of the geological engineering 2000 conference, Melbourne, p.1422-1446.
- 25- Marinos, P., Hoek, E., (2001), Estimating the geotechnical properties of heterogeneous rock masses such as flysch. Bull Eng. Geol. Environ., p.85-92.
- 26- Marinos, V., Marinos, P., Hoek, E., (2005). The geological strength index: applications and limitations, Bull Eng. Geol. Environ., p. 55-65.

- 27- Mazzocola, O., Hudson, J., (1996). A comprehensive method of rock mass characterization for indicating natural slope instability. Q.J. Eng. Geol., p.37-50,
- 28- Moon, B. Selby, J., (1983), Rock mass strength and scarp forms in Southern Africa. Proce. Geografica, p.135-45.
- 29- Nicholson, DT., Hencher, SR., (1997). Assessing the potential for deterioration of engineered rock slopes. Proce. of the IAEG symposium, Athens., p. 911-917.
- 30- Nicholson, DT., Lumsden, A., (1997), Hencher SR. Excavation-induced deterioration of rock slopes. In: Landslides in research. theory and practice, vol. 3. London, p.1105-1110.
- 31- Nicholson, DT., (2002). Identification of deterioration hazard potential for quarried rock slopes. Quarry Manage, p.43-52.
- 32- Peng, S. S., Chiang, H.S., (2006). Longwall Mining. New York, John Wiley & Sons. 708pp.
- 33- Peng, S. S., (2008). Coal Mine Ground control. John Wiley & Sons. 750 pp.
- 34- Rafiqul, Md., Hayashi, D., Kamruzzaman, A.B.M., (2009). Finite element modeling of stress distributions and problems for multi-slice longwall mining in Bangladesh with special reference to the Barapukuria coal mine, International Journal of Coal Geology, Vol. 78, p.91-109.
- 35- Robertson, A.M., (1988). Estimating weak rock strength. Proce. of the SME annual meeting. Phoenix, p.1-5.
- 36- Rocscience Inc., (2001). Phase² model program reference manual. User's Guide, Rocscience Inc., Toronto, Ontario, Canada. pp
- 37- Romana, M., Seron, J., Montalar, E. (2003). SMR Geomechanics classification: application, experience and validation. Proce. of the international symposium on role of rock mechanics. South African Institute of Mining and Metallurgy, p.1-4.
- 38- Romans, M., (1985). New adjustment ratings for application of Bieniawski classification to slopes. Proce. of the international symposium on role of rock mechanics, Zacatecas. Mexico, p. 49-53.
- 39- Selby, M., (1980). A rock mass strength classification for geomorphic purposes: with tests from Antarctica and New Zealand. Zeit Geomorph, p. 31-51.
- 40- Singh, A., Connolly, M., (2003). An empirical method for determining volcanic rock excavation safety on construction sites. J. Div. Civ. Eng. Inst. Eng. (India), p.70-91.
- 41- Singh, B., Goel, R. K., (1999). Rock mass classification. Balkema. 367pp.
- 42- Singh, A., (2004), a system to evaluate and mitigate rock fall hazard in stable rock excavations J. Div. Civ. Eng. Inst. Eng. (India), p.62-75.
- 43- Song, Z.C., Deng, T.L., (1982). Manifestation of Mine Pressures and Its Relation to Overlying strata Movements. Proc. 2nd Conf. on Ground

Control in Mining, West Virginia Uni., p.22-35.

44-Terzaghi, K., (1982), Rock defects and loads on tunnel supports. In: Rock tunneling with steel supports. vol.10. Youngstown. Commercial Shearing and Stamping Company, p.99.

45-Unal, E., (1995). Modified rock mass classification: M-RMR system. In: Milestones in rock engineering. the Bieniawski Jubilee collection. Rotterdam, Balkema, p.203-223.

46- Wang, J.A., Park, H.D.,(2003), Coal mining above a confined aquifer. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, Vol.40, p.537-551.

47- Wickham, GE., Tiedemann, H., Skinner, E., (1982), Support determination based on geologic predictions. In: Proceedings of the 11st North American rapid excavation tunneling conference. New York, p.43-46.

