

دانشگاه صنعتی شاهرود
دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک
گروه استخراج معدن

عنوان:

طراحی بهینه لنگه‌های زغالی جبهه کاربلند مکانیزه
در معدن زغالسنگ طبس

دانشجو:

مهدي نجفی

اساتید راهنما:

دکتر سید محمد اسماعیل جلالی

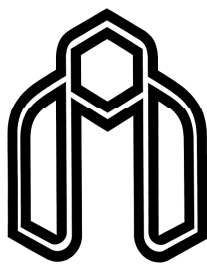
دکتر فرهنگ سرشکی

استاد مشاور:

دکتر علیرضا یاراحمدی بافقی

پایان نامه ارشد جهت اخذ درجه کارشناسی ارشد

بهمن ماه ۱۳۸۷



دانشگاه صنعتی شاهرود
دانشکده مهندسی معدن، نفت و ژئوفیزیک
گروه استخراج معدن

پایان نامه کارشناسی ارشد آقای مهدی نجفی
تحت عنوان: طراحی بهینه لنگه‌های زغالی جبهه کار بلند مکانیزه در معدن زغالسنگ طبس

در تاریخ ۱۳۸۷/۱۱/۷ توسط کمیته تخصصی زیر جهت اخذ مدرک کارشناسی ارشد مهندسی استخراج معدن مورد ارزیابی و با درجهعالی..... مورد پذیرش قرار گرفت.

امضاء	اساتید مشاور	امضاء	اساتید راهنما
	نام و نام خانوادگی :		نام و نام خانوادگی :
	نام و نام خانوادگی :		نام و نام خانوادگی :

امضاء	نماینده تحصیلات تکمیلی	امضاء	اساتید داور
	نام و نام خانوادگی :		نام و نام خانوادگی :
			نام و نام خانوادگی :
			نام و نام خانوادگی :
			نام و نام خانوادگی :

تقدیم ہے:

پدرم، برپاس محبت و تلاش بی وقفہ اش.

مادرم، سرچشمہ جوشان مہر و فداکاری کہ وجودش برائیم ہمہ مہراست

خواہر مہربانم

شکر و قدردانی

پاس بی کران پرودگار یکتارا، ستم که مرابه طریق علم و دانش رهنمون و به همنشینی رحروان علم و دانش متفخرم ساخت. اکنون که به یاری پرودگار مهربان مراحل انجام این تحقیق به پایان رسیده است:

از اساتید راهنمای ارجمندم، آقایان دکتر سید محمد اسماعیل جلالی و دکتر فرزندک سرشکی بخاطر راهنمایی، بهکاری صمیمانه و آموزنده های فراوانشان، در طول دوره، کمال سپاسگذاری را دارم.

از اساتید مشاور محترم، جناب آقای دکتر علیرضا یار احمدی با نفعی، به خاطر راهنمایی های ارزشمندشان کمال شکر و قدردانی را دارم.

از جناب آقای مهندس کزیتی مدیر عامل محترم شرکت زغالسنگ طبس و جناب آقای جلالی مسئول آموزش معدن به علت، بهکاری سید ریخ و حسن نظرشان شکر می نمایم.

از زحمات اساتید محترم دانشکده معدن، نفت و ژئوفیزیک کمال شکر را دارم.

از کلیه دوستان خصوصاً آقایان مهندس سعید یوسفی، مهندس سید محمد علی حسینی، مهندس سید مادی حسینی، مهندس مهدی نوروزی و مهندس رامین

رفیعی که در طی دوران تحصیل یکی از بهترین دوره های زندگیم را با آن ها در فضایی دوستانه، علمی و فرهنگی گذراندم سپاسگذاری و قدردانی می کنم.

دانشجو تأیید می نماید که مطالب مندرج در این پایان نامه نتیجه تحقیقات خودش می باشد و در صورت استفاده از نتایج دیگران مرجع آن را ذکر نموده است.

کلیه حقوق مادی مترتب از نتایج مطالعات ، آزمایشات و نوآوری ناشی از تحقیق موضوع این پایان نامه متعلق به دانشگاه صنعتی شاهرود می باشد .

مهدی نجفی

بهمن ماه ۱۳۸۷

چکیده

روش جبهه کار بلند از جمله روش‌هایی است که در معادن زغالسنگ و به طور کلی در کانسارهای لایه‌ای و کم شیب به کار می‌رود. در این روش، پایه‌هایی که برای جداکردن پهنه‌های استخراجی استفاده می‌شوند پایه‌های زنجیری نامیده می‌شوند. در روش جبهه کار بلند ایمنی عملیات معدنکاری، میزان تولید و بازیابی زغالسنگ وابستگی زیادی به طراحی صحیح پایه‌های زغالی دارد. پیش از این طراحی ابعاد پایه‌ها با در نظر گرفتن عواملی مانند مقاومت زغالسنگ، نسبت ابعاد پایه در جهات متعامد و بار وارده بر هر پایه صورت می‌گرفت. رفته رفته با کاربرد بیشتر روش جبهه کار بلند، روش‌های تحلیلی و پس از آن روش‌های عددی برای برآورد ابعاد پایه‌های جبهه کار بلند معرفی و توسعه داده شد. امروزه با توجه به اهمیت بهینه سازی طراحی پایه‌ها از دیدگاه فنی و اقتصادی، طراحی بهینه پایه‌ها با روش‌های قطعی فوق صورت می‌پذیرد و سپس نتیجه حاصله با داده‌های ابزار دقیق اعتبار سنجی یا توسط روش‌های احتمالاتی رفع ابهام می‌گردد. در این تحقیق با توجه به گزارش طراحی اولیه کارگاه‌های استخراج جبهه کار بلند معادن زغالسنگ طبس ابتدا ابعاد پایه‌های جبهه کار بلند مکانیزه معدن زغالسنگ شماره یک طبس در عمق‌های مختلف توسط روش‌های تجربی محاسبه شده است. سپس به منظور بررسی نحوه تاثیر توزیع تنش بر روی سیستم پایه‌ها با در نظر گرفتن جانمایی کارگاه استخراج، مدل عددی جبهه کار بلند با توجه به اطلاعات مربوط به خواص مکانیک سنگی و بارهای محیطی ساخته شده و روش المان‌های تفاضلی و در محیط نرم افزاری $FLAC^{3D}$ تحلیل شده است. با توجه به نتایج حاصل از تحلیل عددی، شدت تنش‌های کناری و جلویی وارد بر پایه‌های زنجیری با توجه به جانمایی جبهه کار محاسبه شده است. نتایج حاصل از این تحلیل نشان می‌دهد که به طور متوسط پایه زنجیری با ابعادی که در گزارش طراحی معدن آمده است، دارای ضریب اطمینان $1/6$ است و بیشترین مقدار تنش به 4 تا 5 متری لبه پایه وارد می‌شود. از آنجا که نتایج بدست آمده توسط روش‌های عددی دارای عدم قطعیت می‌باشند، باید مورد اعتبار سنجی قرار گیرند. با توجه به این که در معدن زغالسنگ طبس ثبت داده‌های ابزار دقیق صورت نمی‌پذیرد از روش‌های احتمالاتی به منظور رفع ابهام طراحی پایه‌های زنجیری استفاده شده است. روش‌های احتمالاتی مورد استفاده در مدل احتمالاتی روش قابلیت اعتماد با استفاده از ریشه اول (FORM) و شبیه سازی مونت کارلو (MCS) است که با توجه به این روش‌ها احتمال شکست و

اندیس قابلیت اعتماد پایه‌های زنجیری محاسبه شده است. نتایج تحلیل احتمالاتی نشان می‌دهد که احتمال شکست پایه‌های زنجیری بین ۱۴ تا ۲۵ درصد است.

کلمات کلیدی: جبهه کار بلند مکانیزه - پایه‌های زنجیری - مدل‌سازی عددی - تحلیل احتمالاتی.

لیست مقالات مستخرج از پایان نامه

۱- مهدی نجفی، سید محمد اسماعیل جلالی، فرهنگ سرشکی، "طراحی پایه‌های زنجیری جبهه کار بلند مکانیزه در معدن زغالسنگ طبس" دومین کنفرانس مهندسی معدن، دانشگاه تهران، آبان ۸۷. (چاپ شده).

۲- مهدی نجفی، سید محمد اسماعیل جلالی، فرهنگ سرشکی، "بررسی تاثیر درزه‌داری بر مقاومت پایه‌های زغالی معادن زغالسنگ طبس"، هشتمین کنفرانس HSE در معدن و صنایع معدنی، تهران، آذر ۸۷. (چاپ شده).

۳- مهدی نجفی، سید محمد اسماعیل جلالی، فرهنگ سرشکی، علیرضا یاراحمدی بافقی، "برآورد چگونگی توزیع بار در پایه‌های زنجیری کارگاه‌های استخراج جبهه کار بلند مکانیزه در معدن زغالسنگ طبس با استفاده از روش عددی" مجله علمی پژوهشی شریف. (تحت داوری)

فهرست

ز	چکیده
ط	فهرست
س	فهرست اشکال
ص	فهرست جداول
۱	فصل اول: کلیات
۲	۱-۱- مقدمه
۳	۱-۲- سابقه و ضرورت انجام تحقیق
۴	۱-۳- هدف از انجام پایان نامه
۶	۱-۴- سازمان دهی پایان نامه
۷	فصل دوم: روش‌های طراحی پایه‌های جبهه کار بلند مکانیزه
۸	۱-۲- مقدمه
۹	۲-۲- تقسیم بندی پایه‌های معدنی
۹	۲-۲-۱- انواع پایه‌های زغالسنگ از نظر نوع وظیفه
۹	۲-۲-۱-۱- پایه‌های نگهداری
۹	۲-۲-۱-۲- پایه‌های حفاظتی
۹	۲-۲-۱-۳- پایه‌های کنترل کننده
۹	۲-۲-۱-۴- پایه‌های ورودی
۱۰	۲-۲-۱-۵- پایه‌های شکاف
۱۰	۲-۲-۱-۶- پایه‌های بلند
۱۰	۲-۲-۱-۷- پایه‌های تاج و پایه‌های کنار
۱۰	۲-۲-۲- انواع پایه‌های زغالسنگ از نظر آرایش
۱۰	۲-۲-۲-۱- پایه‌های منظم
۱۱	۲-۲-۲-۲- پایه‌های نامنظم
۱۱	۲-۲-۳- انواع پایه‌ها از نظر مقاومت

۱۱	پایه‌های با مقاومت زیاد
۱۱	پایه‌ها با مقاومت متوسط
۱۲	پایه‌ها با مقاومت کم
۱۲	پایه‌ها با مقاومت خیلی کم
۱۲	تنش وارد بر پایه
۱۳	مقاومت پایه
۱۷	طراحی پایه
۱۷	۱- محاسبه ابعاد پایه
۱۷	۲- محاسبه ضریب ایمنی در طراحی پایه‌ها
۱۹	۳-۵- مراحل مختلف طراحی پایه
۲۰	۳-۲- پایه‌های زغالسنگ در روش جبهه کار بلند
۲۰	۱-۳-۲- پایه‌های حفاظتی
۲۱	۲-۳-۲- پایه‌های تسلیم
۲۲	۳-۳-۲- پایه‌های نگهداری
۴۰	فصل سوم: طراحی تجربی پایه‌های زنجیری در معدن زغالسنگ طبس
۴۱	۱-۳- مقدمه
۴۲	۲-۳- تاریخچه مطالعات
۴۲	۳-۳- تکتونیک و ساختمان زمین شناسی حوضه طبس
۴۳	۴-۳- نواحی زغالسنگ حوضه طبس
۴۳	۱-۴-۳- ناحیه زغالسنگ مزینو
۴۳	۲-۴-۳- ناحیه زغالسنگ نایبند
۴۳	۳-۴-۳- ناحیه زغالسنگ پروده
۴۵	۱-۳-۴-۳- عملیات اکتشافی منطقه پروده
۴۵	الف- نقشه برداری
۴۵	ب- عملیات حفاری

- ۴۶..... ۲-۳-۴-۳- مشخصات لایه‌های زغالسنگ منطقه پروده
- ۴۷..... الف- لایه C₁
- ۴۸..... ب- لایه B₂
- ۴۸..... ج- لایه B₁
- ۴۹..... د- لایه D
- ۴۹..... ه- لایه C₂
- ۵۰..... ۳-۳-۴-۳- استحکام سنگ‌های کمر بالا و کمر پایین لایه‌های زغالسنگ
- ۵۱..... ۳-۴-۳-۴- گاز خیزی منطقه
- ۵۲..... ۳-۵- روش استخراج جبهه کار بلند
- ۵۲..... ۳-۵-۱- نحوه آماده‌سازی
- ۵۲..... ۳-۵-۲- نحوه استخراج
- ۵۴..... ۳-۵-۳- جهت پیشروی در روش جبهه کار بلند
- ۵۴..... ۳-۵-۱- روش جبهه کار بلند پیشرو
- ۵۵..... ۳-۵-۲- روش استخراج جبهه کار بلند پسرو
- ۵۷..... ۳-۶- مشخصات اجرایی روش استخراج جبهه کار بلند مکانیزه در معدن شماره یک طبس
- ۵۹..... ۳-۶-۱- تجهیزات معدن زغالسنگ شماره یک
- ۶۰..... ۳-۶-۱-۱- شیرر
- ۶۱..... ۳-۶-۱-۲- ناوره‌دار (AFC)
- ۶۱..... ۳-۶-۱-۳- سپر
- ۶۲..... ۳-۷- طراحی پایه‌های جبهه کار بلند معدن زغالسنگ طبس به روش تجربی
- ۶۲..... ۳-۷-۱- محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری با استفاده از رابطه مادر
- ۶۴..... ۳-۷-۲- تحلیل پایداری پایه‌های زنجیری با استفاده از نرم افزار ALPS
- ۶۷..... ۳-۷-۳- محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری با استفاده از رابطه بیناوسکی
- ۶۷..... ۳-۷-۴- ابعاد پایه‌های زنجیری در معدن زغالسنگ طبس
- ۶۷..... ۳-۷-۵- مقایسه ابعاد پایه‌های زنجیری توسط روش‌های مختلف

۶۸	۸-۳- محاسبه ابعاد پایه‌های حائل
۶۹	۹-۳- نتیجه گیری
۷۱	فصل چهارم: مدل سازی عددی پایه‌های زنجیری
۷۲	۱-۴- مقدمه
۷۲	۲-۴- روش المان‌های محدود
۷۳	۳-۴- روش المان‌های مرزی
۷۴	۴-۴- روش المان‌های مجزا
۷۴	۵-۴- روش تفاضل محدود
۷۵	۱-۵-۴- نرم افزار $FLAC^{3D}$
۷۶	۲-۵-۴- مکانیسم استفاده از $FLAC^{3D}$
۷۷	۶-۴- مدلسازی معدن زغالسنگ طبس با استفاده از $FLAC^{3D}$
۷۸	۱-۶-۴- هندسه مدل و مش بندی
۸۰	۲-۶-۴- خصوصیات مواد
۸۰	۳-۶-۴- مدل مورد استفاده در تحلیل
۸۱	۴-۶-۴- مدل سازی تخریب جبهه کار بلند
۸۲	۱-۴-۶-۴- نحوه مدل سازی تخریب
۸۳	۲-۴-۶-۴- توسعه مدل مواد تخریب شده در نرم افزار $FLAC^{3D}$
۸۴	الف- روش نیروهای شبکه‌ای برای مدل سازی تخریب
۸۵	ب- مدل سازی تخریب با استفاده از روش بروز رسانی مدول حجمی
۸۷	۵-۶-۴- مدل سازی عددی
۸۸	۶-۶-۴- ارائه نتایج مدل سازی عددی
۸۸	۱-۶-۶-۴- محاسبه شدت بارهای جلویی
۹۲	۲-۶-۶-۴- محاسبه شدت بارهای کناری
۹۹	۳-۶-۶-۴- تغییرات در امتداد محور قائم بر پایه زنجیری

۱۰۱	۴-۶-۶-۴- تنش متوسط وارد بر پایه زنجیری.....
۱۰۱	۴-۶-۶-۵- محاسبه میزان جابه‌جایی.....
۱۰۴	۴-۷- نتیجه‌گیری.....
۱۰۶	فصل پنجم: مدل‌سازی احتمالاتی پایه‌های زنجیری.....
۱۰۷	۵-۱- مقدمه.....
۱۰۸	۵-۱-۱- انواع ابهامات.....
۱۰۹	۵-۲- منابع ابهام (عدم قطعیت) در کارهای ژئوتکنیکی.....
۱۰۹	۵-۳- روش‌های تحلیل ابهامات ژئوتکنیکی.....
۱۱۰	۵-۴- ضرورت طراحی احتمالاتی.....
۱۱۰	۵-۵- تحلیل احتمالاتی.....
۱۱۲	۵-۶- تحلیل قابلیت اعتماد.....
۱۱۳	۵-۶-۱- تابع پایه.....
۱۱۴	۵-۶-۲- احتمال ریزش.....
۱۱۵	۵-۶-۳- اندیس قابلیت اعتماد (β).....
۱۱۹	۵-۷- روش‌های تقریبی جهت محاسبه اندیس قابلیت اعتماد و احتمال ریزش.....
۱۲۲	۵-۸- همبستگی بین پارامترهای ورودی و تاثیر آن بر ممان‌های تابع هدف.....
۱۲۳	۵-۹- محدوده استفاده از روش قابلیت اعتماد با استفاده از ریشه اول (FORM).....
۱۲۴	۵-۱۰- مدل‌سازی احتمالاتی پایه‌های زنجیری.....
۱۲۵	۵-۱۱- روش ممان‌های آماری.....
۱۲۶	۵-۱۱-۱- روش قابلیت اعتماد با استفاده از ریشه اول (FORM).....
۱۲۸	الف- روش دو ممان از ریشه اول (FOSM).....
۱۳۲	ب- روش پیشرفته دو ممان اول (ASM).....
۱۳۵	۵-۱۱-۲- روش شبیه‌سازی مونت کارلو.....
۱۳۶	۵-۱۱-۲-۱- مزایا روش مونت کارلو.....
۱۳۶	۵-۱۱-۲-۲- معایب روش مونت کارلو.....

۱۴۰	۱۲-۳- تحلیل حساسیت و مقایسه روش‌های احتمالاتی
۱۴۲	۱۷-۳- نتیجه‌گیری
۱۴۳	فصل ششم: نتیجه‌گیری و پیشنهادات
۱۴۴	۱-۶- نتیجه‌گیری
۱۴۷	۲-۶- پیشنهادات
۱۴۹	۲-۶- فهرست منابع

فهرست اشکال

- شکل ۱-۲: مفهوم اندازه بحرانی ۱۴
- شکل ۲-۲: انواع پایه‌های زغالسنگ در روش جبهه کار بلند مکانیزه ۲۰
- شکل ۳-۲: توزیع تنش بر روی پایه‌ها در مجاورت منطقه تخریب ۲۲
- شکل ۴-۲: جبهه کار بلند مکانیزه با پایه‌های مستطیلی ۱۳
- شکل ۵-۲: آرایش پایه‌های زنجیری در روش سه راهرو ۲۴
- شکل ۶-۲: روش‌های معمول ورودی‌های جبهه کار بلند ۲۵
- شکل ۷-۲: مراحل بارگذاری بار وارد بر پایه‌های زنجیری ۲۵
- شکل ۸-۲: شمای کلی بار وارد بر پایه‌های زنجیری ۲۶
- شکل ۹-۲: مدل دو بعدی نشست در شرایط بحرانی و زیر بحرانی ۲۷
- شکل ۱۰-۲: توزیع مجدد تنش قائم در صفحه لایه زغالی در اطراف جبهه کار بلند ۲۹
- شکل ۱۱-۲: توزیع ایده‌آل تنش قائم، σ_{zz} ، در باطله تخریب شده برای (الف) طول جبهه کار، $w > 9.66h$ ، و (ب) $w < 0.6h$ ؛ (ج) تعادل ناحیه‌ای تنش در سراسر پایه‌های کناری ۳۰
- شکل ۱۲-۲: نحوه بار وارد بر پایه در روش ALPS ۳۷
- شکل ۱-۳: موقعیت جغرافیایی و راه‌های دسترسی به منطقه پروده ۴۱
- شکل ۲-۳: نقشه محدوده معادن و مکان نقاط چاه‌های اکتشافی در منطقه پروده طبس ۴۴
- شکل ۳-۳: نمایی از کارگاه استخراج جبهه کار بلند ۵۳
- شکل ۴-۳: سیستم جبهه کار بلند مکانیزه ۵۴
- شکل ۵-۳: روش پیشرو ۵۵
- شکل ۶-۳: روش پسرو ۵۶
- شکل ۷-۳: طرح استخراجی معدن زغالسنگ طبس ۶۰
- شکل ۸-۳: ارتفاع راهرو نسبت به فاکتور پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵ متر ۶۶
- شکل ۹-۳: ارتفاع از سطح زمین نسبت به فاکتور پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵ متر ۶۶
- شکل ۱۰-۳: عرض پهنه نسبت به فاکتور پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵ متر ۶۶
- شکل ۱۱-۳: فاصله میان‌برها نسبت به فاکتور پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵ متر ۶۷

- شکل ۳-۱۲: مقایسه فرمول‌های طراحی پایه‌های زنجیری ۶۸
- شکل ۳-۱۳: مقایسه فرمول‌های طراحی پایه حائل ۶۹
- شکل ۴-۱: روند کلی حل مساله با استفاده از نرم افزار $FLAC^{3D}$ ۷۷
- شکل ۴-۲: هندسه مدل در نرم افزار $FLAC^{3D}$ ۷۹
- شکل ۴-۳: مدل‌سازی پایه‌های زنجیری و حائل ۷۹
- شکل ۴-۴: نمای توزیع تنش در منطقه تخریب و بالای پایه ۸۲
- شکل ۴-۵: مدل‌سازی تخریب بر اساس نیروهای شبکه‌ای ۸۴
- شکل ۴-۶: نیروی شبکه P و مساحت تاثیر A ۸۵
- شکل ۴-۷: مدل‌سازی تخریب بر اساس باروش بروز رسانی مدول حجمی ۸۶
- شکل ۴-۸: توزیع مدول بالک مواد تخریب شده با روش بروز رسانی مدول حجمی ۸۷
- شکل ۴-۹: محل ثبت نقاط ثبت هیستوگرام در امتداد طول و عرض پایه ۸۹
- شکل ۴-۱۰: محل ثبت نقاط تنش ۹۰
- شکل ۴-۱۱: میزان تنش جلویی در پهنه فوقانی ۹۰
- شکل ۴-۱۲: میزان تنش جلویی در پهنه تحتانی ۹۱
- شکل ۴-۱۳: میزان تنش جلویی در پایه زنجیری ۹۱
- شکل ۴-۱۴: میزان تنش جلویی در پایه حایل ۹۲
- شکل ۴-۱۵: مقدار تنش کناری توزیع شده با استخراج پهنه فوقانی ۹۳
- شکل ۴-۱۶: مقدار تنش کناری توزیع شده با استخراج پهنه تحتانی ۹۴
- شکل ۴-۱۷: مقایسه توزیع تنش کناری با استخراج دو پهنه فوقانی و تحتانی ۹۴
- شکل ۴-۱۸: تغییرات تنش کناری روی پایه زنجیری نسبت به موقعیت از سینه کار ۹۶
- شکل ۴-۱۹: هیستوگرام مربوط به توزیع تنش قائم در منطقه تخریب در یک موقعیت از سینه کار ۹۷
- شکل ۴-۲۰: تاریخچه اعمال تنش بر روی المان‌های پایه حایل در امتداد خط برداشت ۹۸
- شکل ۴-۲۱: تاریخچه اعمال تنش بر روی المان‌های پایه زنجیری در امتداد خط برداشت ۹۸
- شکل ۴-۲۲: تغییرات تنش قائم در پایه زنجیری ۹۹
- شکل ۴-۲۳: توزیع تنش σ_{zz} در سه موقعیت مختلف در اطراف پایه ۱۰۰

- شکل ۴-۲۴: تنش متوسط وارد بر پایه زنجیری..... ۱۰۱
- شکل ۴-۲۵: میزان جابه‌جایی در راهروها ۱۰۲
- شکل ۴-۲۶: محدوده‌های جابه‌جایی در جهت Z در نمای افقی ۱۰۲
- شکل ۴-۲۷: مناطق افزایش کرنش برشی (الف: راهرو فوقانی، ب: راهرو وسط، ج: راهرو تحتانی) .. ۱۰۳
- شکل ۴-۲۸: میزان به هم فشردگی پایه ۱۰۳
- شکل ۴-۲۹: هیستوگرام جابه‌جایی در پایه ۱۰۴
- شکل ۵-۱: انواع ابهامات ۱۰۹
- شکل ۵-۲: نمایش جدایش مناطق مطمئن و نامطمئن توسط تابع پایه $g(x)$ ۱۱۴
- شکل ۵-۳: نقطه طرح (p^*) روی محدوده هدف و اندیس قابلیت (β) ۱۱۶
- شکل ۵-۴: نشان دهنده احتمال ریزش ۱۱۷
- شکل ۵-۵: انتقال از فضای فیزیکی به فضای نرمال ۱۱۸
- شکل ۵-۶: شاخص قابلیت اعتماد و احتمال ریزش در فضای نرمال متغیرهای پایه ۱۱۹
- شکل ۵-۷: ساختار کلی روش‌های تقریبی تحلیل قابلیت اعتماد ۱۱۹
- شکل ۵-۸: مقایسه روش‌های تحلیل قابلیت اطمینان بر اساس سرعت و دقت ۱۲۲
- شکل ۵-۹: مساحت محصور بین سطح تابع هدف و تابع چگالی احتمال در فضای نرمال ۱۲۵
- شکل ۵-۱۰: تصویر شماتیک از روش ASM ۱۳۳
- شکل ۵-۱۱: هیستوگرام متغیرهای هشت گانه تابع عملگر پایه ۱۳۸
- شکل ۵-۱۲: هیستوگرام توابع عملگر پایه ۱۳۹
- شکل ۵-۱۳: مقایسه نمودارهای تابع تجمعی احتمال شکست بر حسب ضریب ایمنی در سه روش ۱۴۰
- شکل ۵-۱۴: اندیس قابلیت اعتماد بر مبنای ضریب تغییرات ۱۴۱

فهرست جداول

- جدول ۱-۲: مقدار K برای لایه های مختلف زغال..... ۱۵
- جدول ۲-۲: روابط مختلف ارائه شده برای مقاومت پایه ها..... ۱۶
- جدول ۳-۲: مهم ترین روابط تجربی برای تعیین عرض پایه های حائل ۲۱
- جدول ۴-۲: معادلات لازم برای محاسبه توزیع تنش قائم در پایه های جانبی..... ۳۱
- جدول ۵-۲: محاسبه میزان تنش وارد بر پایه های زنجیری در شرایط نشست بحرانی ۳۱
- جدول ۶-۲: محاسبه میزان تنش وارد بر پایه های زنجیری در شرایط نشست فوق بحرانی ۳۲
- جدول ۱-۳: خصوصیات سقف بلاواسطه لایه C_1 ۴۷
- جدول ۲-۳: خصوصیات کف بلاواسطه لایه C_1 ۴۷
- جدول ۳-۳: خصوصیات فیزیکی و مکانیکی کمر بالا و کمر پایین لایه های زغالی ۵۰
- جدول ۴-۳: خصوصیات مواد بدست آمده از گمانه SA2..... ۵۱
- جدول ۵-۳: تغییرات گاز خیزی لایه های یال شمالی نسبت به عمق..... ۵۱
- جدول ۶-۳: اطلاعات مربوط به معدن شماره یک طبس ۶۳
- جدول ۷-۳: نتایج محاسبه ابعاد پایه های زنجیری توسط روش های مختلف ۶۸
- جدول ۸-۳: نتایج محاسبه ابعاد پایه های حائل توسط روش های مختلف ۶۹
- جدول ۱-۴: پارامترهای ورودی در مدل سازی عددی ۸۰
- جدول ۱-۵: میانگین و واریانس متغیرهای تابع عملگر پایه ۱۲۷
- جدول ۲-۵: نتایج تحلیل قابلیت اعتماد با استفاده از روش ممان های آماری FORM ۱۳۲
- جدول ۳-۵: نتایج تحلیل قابلیت اعتماد با استفاده از روش ممان های آماری ASM ۱۳۴
- جدول ۴-۵: محاسبه مقدار دقیق پارامترها ورودی در نقطه هدف با استفاده از روش ASM ۱۳۵
- جدول ۵-۵: محاسبه ضریب حساسیت تابع پایه نسبت به هر متغیر..... ۱۳۶
- جدول ۶-۵: نتایج تحلیل قابلیت اعتماد با استفاده از روش شبیه سازی مونت کارلو..... ۱۳۷
- جدول ۷-۵: خصوصیات پایه مورد مطالعه به منظور تحلیل حساسیت..... ۱۴۰

فصل اول:

کلیات

۱-۱- مقدمه

در عملیات معدنکاری زیرزمینی مهمترین کار قبل از انجام عملیات استخراجی ایجاد یک محیط ایمن برای کار است که نگهداری کارگاه‌های استخراج و سایر فضاهای زیرزمینی بخش مهمی از آن را تشکیل می‌دهد. نگهداری مورد نیاز در عملیات معدن کاری زیرزمینی با نصب سیستم نگهداری و یا با ایجاد پایه‌هایی از ماده معدنی که نقش نگهداری فضای باز شده را بر عهده دارد، صورت می‌پذیرد (Merwe, 2001). به قسمتی از توده سنگ که دست نخورده و بین دو یا چند فضای زیرزمینی مشترک است پایه می‌گویند. پایه‌ها با اهداف مختلفی چون حفاظت از راهروها، چاه‌ها و فضاهای زیرزمینی بزرگ مقیاس احداث می‌شوند. این پایه‌ها باید دارای پایداری کافی بوده و بتوانند بار حاصل از وزن روباره را تحمل نمایند (Murali et al, 2001). عوامل زیادی از قبیل شکل هندسی پایه، نسبت عرض به ارتفاع، درزه‌داری، وضعیت تنش‌های موجود در منطقه، نسبت تنش‌های افقی به تنش قائم، شرایط تماس بین سقف و کف پایه، شیب ماده معدنی، خزش^۱ و زمان بر مقاومت پایه اثر می‌گذارند. بنابراین باید تا حد امکان در طراحی پایه این عوامل را بررسی نمود (Merwe, 2001). طراحی پایه‌ها در بهینه سازی عملیات معدنکاری بسیار مهم است و برای رسیدن به یک طرح ایمن و اقتصادی بایستی مطالعات دقیق رفتار سنگ و تحلیل پایداری فضای استخراجی انجام شود. در این مطالعات هدف نهایی تعیین حداقل ابعاد بهینه به ترتیبی است که هم ایمنی و هم اقتصادی بودن را تامین کند.

روش جبهه کار بلند روشی است که در کانسارهای نسبتاً مسطح و لایه‌ای به کار گرفته می‌شود و در آن یک جبهه کار در عرض یک پهنه^۲ بین راهروهای بالایی و پایینی ایجاد و استخراج با کندن

¹ creep

² Panel

برش‌های کم عرضی به صورت پیشرو یا پسرو انجام می‌شود و معمولاً همراه با آن سقف یا کمر بالا بطور کامل تخریب می‌گردد. این روش از جمله روش‌هایی است که در معادن زغالسنگ و گاهی در معادن فلزی یا غیرفلزی و به طور کلی در کانسارهای لایه‌ای با شیب و ضخامت کم (کمتر از ۵ متر) به کار می‌رود. در این روش پایه‌ها به دو گروه عمده‌ی پایه‌هایی که برای جدا کردن یک بلوک استفاده می‌شوند (پایه‌های زنجیری^۱) و پایه‌هایی که برای محافظت از فضای کارگاه در زمان بازیابی پایه استفاده می‌شوند (پایه‌های حائل^۲) تقسیم می‌شوند. در معادن زغالسنگ اغلب پایه‌ها به شکل مستطیلی هستند که در یک آرایه منظم برای ایجاد فضای ایمن هنگام استخراج باقی‌گذارده می‌شوند. با استخراج ماده معدنی میزان بار وارد بر پایه افزایش می‌یابد و این فرآیند افزایش بار تا زمان رسیدن پایه به مقاومت نهایی ادامه می‌یابد.

معدن شماره یک پروده طبس به عنوان نخستین معدن مکانیزه زغالسنگ ایران برای تولید سالیانه ۱/۵ میلیون تن زغالسنگ طراحی شده است. استخراج از این معدن با دو روش اتاق و پایه و جبهه کار بلند در حال انجام است. در واقع طرح نهایی معدن بر اساس اصول فنی و اقتصادی و با توجه به وضعیت کانسار، تمایل به مکانیزاسیون عملیات و محدودیت‌های اجرایی شکل گرفته است. بر طبق طرح تهیه شده میزان تولید معدن از بخش استخراج جبهه کار بلند ۱/۲ میلیون تن در سال است (محمودی، ۱۳۸۴).

در این تحقیق با مطالعه بر روی معدن شماره یک که به صورت جبهه کار بلند مکانیزه در حال استخراج است، تعیین ابعاد بهینه پایه‌های زنجیری توسط روش‌های تجربی، عددی و احتمالاتی مورد ارزیابی قرار گرفته است.

۱-۲- سابقه و ضرورت انجام تحقیق

به طور کلی طراحی معدن و در نتیجه طراحی پایه‌ها که جزئی از طراحی معدن است در مراحل مختلف و با توجه به اطلاعاتی که در هر مرحله موجود است، انجام می‌شود. در معادن زغالسنگ طبس بر اساس اطلاعات اکتشافی و آزمایشات مکانیک سنگی در فاز ۱ طرح^۳، طراحی پایه‌ها بر اساس روابط تجربی انجام پذیرفته است. تاکنون روابط زیادی برای تعیین مقاومت پایه ارائه شده است. اکثر این

¹ Chain Pillar
² Barrier Pillar
³ Basic Design

روابط تجربی و برای منطقه‌ی خاص صادق هستند. استفاده از روابط مقاومتی پایه برای طراحی پایه‌ها در معادن دارای برتری‌هایی و محدودیت‌هایی است. این روش‌ها بر اساس تجربه‌های میدانی و آنالیز آماری داده‌های واقعی تدوین شده‌اند، بنابراین دارای اعتبار قابل قبولی هستند. در این میان روابطی چون رابطه بیناوسکی، سالامون و مانرو به صورت موفقیت آمیزی در بسیاری از طراحی‌ها استفاده شده است. پارامترهای ورودی این روابط زیاد نیستند ولی تعیین مقادیر ثابت آن‌ها دشوار است زیرا این مقادیر تنها برای بعضی از مناطق موجود است. با وجود مزایای استفاده از روش‌های تجربی این روش‌ها دارای محدودیت‌هایی نیز هستند که کاربرد آن‌ها را محدود می‌کند. همانطور که ذکر شد روابط تجربی ارائه شده مخصوص ناحیه خاص جغرافیایی هستند و امکان استفاده از آن‌ها برای سایر نقاط خالی از اشکال نیست. در این روش‌ها ویژگی‌های توده سنگ اطراف پایه نادیده گرفته شده است. ضرایب ثابت استفاده شده در این روابط هیچ رابطه منطقی با پارامترهای توده سنگ پایه ندارند و برای محدوده خاصی از داده‌ها (پایه‌ها با نسبت عرض به ارتفاع کوچکتر از ۳) ارائه شده‌اند و برای تحلیل‌های خارج از آن فاقد اعتبار هستند و در اکثر این روابط نقش تنش محصور کننده در مقاومت پایه نادیده گرفته شده است (Mrugala et al, 2001).

طراحی پایه‌های زنجیری در معدن زغالسنگ طبس با استفاده از روش‌های تجربی از عمق ۱۰۰ متر تا ۶۰۰ متر صورت پذیرفته و نحوه توزیع تنش بر روی آن‌ها بدون توجه به مراحل استخراج در نظر گرفته شده است. ولی معدن زغالسنگ طبس به دو دلیل منحصر به فرد است در نتیجه روش‌های تجربی زیاد قابل انطباق با این معدن نیستند. اول این که عمق معدن کم است و اغلب در محدوده فوق بحرانی قرار می‌گیرد در صورتی که روابط تجربی ارائه شده برای محدوده‌های بحرانی و زیر بحرانی است و دوم این که در طراحی صورت گرفته یک نوع پایه زنجیری که شبیه پایه حایل است در امتداد پهنه‌ها باقی گذارده شده است. لذا در این تحقیق با استفاده از نرم افزار تفاضل محدود $FLAC^{3D}$ و مدل کرنش نرمی موهرکولمب نرم افزار به بررسی چگونگی توزیع تنش بر روی پایه‌های زنجیری با ابعاد ۲۸ متر که در ۲۰۰ متری سطح زمین قرار دارند، پرداخته شده است.

۱-۳- هدف از انجام پایان نامه

طراحی پایه‌ها در بهینه‌سازی عملیات معدنکاری بسیار مهم است و برای رسیدن به یک طرح ایمن و اقتصادی، مطالعات دقیق رفتار سنگ‌ها و تحلیل پایداری فضای استخراجی غیر قابل اجتناب است.

هدف نهائی طراحی، تعیین حداقل ابعاد بهینه پایه‌ها به ترتیبی است که هم ایمنی و هم اقتصادی بودن را تامین نماید. بنابراین پایه مقداری از ماده معدنی است که اگر ابعاد آن درست انتخاب نشود مقداری از سرمایه از دست خواهد رفت. زیرا اگر ابعاد آن کمتر از مقدار صحیح آن باشد پایداری فضاهای استخراجی به مخاطره می‌افتد و ممکن است با تخریب آن‌ها بخشی از ماده معدنی از دست برود و اگر ابعاد پایه‌ها بیشتر از مقدار صحیح آن باشد موجب می‌شود که بخشی از ماده معدنی به عنوان پایه باقی‌مانده و استخراج نشود.

در طراحی ابعاد پایه علاوه بر در نظر گرفتن مسائل اقتصادی (حداکثر بازبایی) مسائل فنی زیر نیز باید در نظر گرفته شود (عطایی، ۱۳۸۴):

۱- ابعاد پایه‌ها باید به گونه‌ای طراحی شود که سنگ پایه دچار شکست فیزیکی یا تغییر شکل بیش از حد مجاز نشود.

۲- ابعاد پایه به گونه‌ای باشد که پایه در سقف یا کف فرو نرود یا این‌که این حالت‌ها کنترل شده و قابل پیش‌بینی باشد.

۳- ابعاد پایه تابعی از ابعاد اتاق است. پایه‌هایی با ابعاد بزرگ‌تر صلیبیت بالائی دارند و به سقف و کف کارگاه آسیب زیادی می‌رسانند.

۴- ابعاد پایه‌ها باید در حدی طراحی شود که در صورت لزوم، مشکل نشست سطح زمین و اثر بر تاسیسات سطحی و سازه‌های زیرزمینی را به طور موضعی یا کلی حل کند.

برای یک طراحی بهینه پایه‌های زنجیری باید به سه سوال زیر پاسخ داد.

۱- نسبت ابعادی پایه‌های زنجیری (ابعاد یکسان یا غیر یکسان) چگونه انتخاب شود؟

۲- آرایش بهینه پایه‌های زنجیری که دارای ابعاد غیر یکسان هستند در صورتی که طراحی معدن با سه یا چهار راهرو به کار گرفته شود چگونه است.

۳- ابعاد بهینه پایه‌های زنجیری چه چقدر باشد؟

از آنجا که تنش‌های القا شده در اثر معدنکاری، احتمال آسیب رساندن به راهروهای کنار پهنه، سینه کار و زیر میله^۱ (راهرو پائینی) پهنه بعدی را دارند، انتخاب ابعاد بهینه پایه‌های زنجیری در روش جبهه کار بلند به روش پسرو از اهمیت بسیاری برخوردار است. انتخاب نامناسب پایه‌های زنجیری در هنگام

¹ Tail-entry

استخراج ممکن است سبب اتفاقات مرگبار و هزینه آماده سازی دوباره روش معدنکاری و در نتیجه تلف شدن مقدار زیادی از ماده معدنی شود.

در این تحقیق بهینه‌سازی ابعاد و مشخصات هندسی پایه‌های زغالسنگ توسط روش‌های تجربی طراحی پایه و نیز روش‌های عددی و نهایتاً احتمال شکست پایه‌های زنجیری توسط روش‌های احتمالاتی صورت گرفته است.

۴-۱- سازمان‌دهی پایان نامه

این پایان نامه در ۶ فصل تدوین شده است. در فصل اول به کلیات مربوط به طراحی پایه و ضرورت طراحی پایه‌ها پرداخته شده است.

در فصل دوم به روش‌های مختلف برآورد مقاومت پایه با نگاه کلی به پایه‌های مورد استفاده در روش جبهه‌کار بلند مکانیزه پرداخته شده است.

در فصل سوم به موقعیت جغرافیایی منطقه پروده و شرایط اجرایی جبهه کار بلند در این منطقه و نیز طراحی تجربی پایه‌های زنجیری و حائل پرداخته شده است.

در فصل چهارم ضمن ارائه شرح مختصری از نرم افزار $FLAC^{3D}$ به مدل‌سازی عددی پایه‌های جبهه کار بلند معدن زغالسنگ طبس در عمق ۲۰۰ متری از سطح زمین پرداخته شده و تاثیر تنش‌های کناری و جلویی در حین استخراج، بر روی پایه‌ها بررسی شده است.

در فصل پنجم ابتدا سابقه و ضرورت روش‌های تحلیل احتمالاتی بیان شده است و در ادامه به تحلیل احتمالاتی پایه‌های زنجیری پرداخته شده است و در فصل ششم نتیجه گیری و پیشنهادات بیان شده است.

فصل دوم:

روش های طراحی پایه های جبهه کار بلند

مکانیزه

۲-۱- مقدمه

زغالسنگ یکی از منابع مهم انرژی در دنیاست. در سال ۲۰۰۷ میلادی ۲۹ درصد انرژی مورد نیاز در دنیا به کمک زغالسنگ تامین شده است. این امر در حالی است که این سهم برای نفت ۳۶ درصد، گاز طبیعی ۲۴، انرژی برق آبی ۶ و انرژی هسته‌ای ۵ درصد بوده است. علاوه بر انرژی، زغالسنگ در صنایع لاستیک سازی، ذوب فلزات و غیره کارایی زیادی دارد و کلیه موادی که از نفت خام استحصال می‌شوند را می‌توان از زغالسنگ نیز استحصال نمود. تولید جهانی زغالسنگ در سال ۲۰۰۷، ۵/۶۳۹۵ میلیون تن بوده است که نسبت به سال ۲۰۰۶، ۳/۴ درصد و نسبت به سال ۲۰۰۲، ۳۲ درصد افزایش یافته است. چین با ۲۵۳۶/۷ میلیون تن، بزرگ‌ترین تولید کننده زغالسنگ در دنیاست که تولید آن نسبت به سال ۲۰۰۶ و ۲۰۰۲ به ترتیب ۷ و ۷۴ درصد افزایش یافته است. دومین و سومین تولید کنندگان بزرگ زغالسنگ جهان، آمریکا و هند به ترتیب ۲/۱۰۳۹ و ۲/۴۷۸ میلیون تن هستند (BP, 2008).

با توجه به اهمیت جهانی زغالسنگ و افزایش قیمت جهانی انرژی، لزوم افزایش بهره‌وری در معادن را نوید می‌دهد. برای افزایش بهره‌وری مهمترین روش موجود و آزموده شده افزایش سطح مکانیزاسیون برای معادن سنتی و افزایش سطح اتوماسیون برای معادن مکانیزه است. در اکثر عملیات معدنکاری در معادن زیرزمینی پایه‌هایی از ماده معدنی به عنوان عناصر نگهدارنده و کنترل کننده فضای ایجاد شده، احداث می‌شوند. پایداری پایه‌ها تاثیر بسیار زیاد در اقتصادی بودن هر معدن زیرزمینی ایفا می‌کنند بنابراین برای کاهش ناپایداری و جلوگیری از وقایع مصیبت بار در معادن، طراحی صحیح پایه‌ها از اهمیت بسیار زیادی برخوردار است به همین دلیل در این فصل از تحقیق به معرفی انواع پایه‌ها در روش‌های معدنکاری زیرزمینی به خصوص روش جبهه کار بلند مکانیزه و طراحی پایه‌های زنجیری پرداخته شده است.

۲-۲- تقسیم بندی پایه‌های معدنی

طبقه بندی پایه‌های معدنی آسان نیست. به طور کلی پایه‌های معدنی را می‌توان از دیدگاه‌های مختلف تقسیم بندی نمود.

۲-۲-۱- انواع پایه‌های زغالسنگ از نظر نوع وظیفه نگهداری

۲-۲-۱-۱- پایه‌های نگهداری^۱

از این نوع پایه‌ها بیشتر برای نگهداری فضای معدنکاری استفاده می‌شود. این نوع پایه‌ها بیشتر در روش استخراج اتاق و پایه بر جای گذاشته می‌شود.

۲-۲-۱-۲- پایه‌های حفاظتی^۲

به منظور حفاظت از کارها یا بناهای زیرزمینی از این پایه‌ها استفاده می‌شود. همچنین این پایه‌ها ممکن است معدن را از سایر قسمت‌ها جدا کنند. عرض پایه‌های حفاظتی به عمر معدن، محیط دربرگیرنده و شرایط زمین‌شناسی منطقه بستگی دارد. پایه‌های حائل و پایه‌های چاه^۳ نمونه‌ای از این پایه‌ها می‌باشند (عطایی، ۱۳۸۴). پایه‌های حائل پایه‌های بزرگ و دائمی می‌باشند که برای محافظت از سازه‌های سطحی و زیرزمینی بر جای گذاشته می‌شوند (Jeremic, 1987). پایه‌های چاه برای محافظت از چاه‌های افقی یا قائم در معادن برجای گذاشته می‌شوند (عطایی، ۱۳۸۴).

۲-۲-۱-۳- پایه‌های کنترل کننده^۴

پایه‌هایی که به منظور جلوگیری از انفجار سنگ^۵ در معدنکاری کانسارهای لایه‌ای عمیق بر جای گذاشته می‌شوند نمونه بارزی از این نوع پایه‌ها هستند (عطایی، ۱۳۸۴).

۲-۲-۱-۴- پایه‌های ورودی^۶

این گونه پایه‌ها در روش استخراج اتاق و پایه در داخل لایه زغال در کنار ورودی‌های اصلی معدن ایجاد می‌شوند. وظیفه این گونه پایه‌ها، پایداری راهروهای اصلی حمل و نقل و تهویه است. این گونه پایه‌ها در اکثر اوقات تا پایان عمر معدن و یا حتی بیشتر باید پایدار هستند (Barron et al, 1980).

¹ Support Pillar

² Protective pillar

³ Shaft Pillar

⁴ Control pillar

⁵ Rock burst

⁶ Entry Pillar

۲-۱-۲-۵- پایه‌های شکاف^۱

این گونه پایه‌ها در روش استخراج اتاق و پایه، به هنگام بازیابی پایه بر جای گذاشته می‌شوند و در واقع از تقسیم پایه‌های نگهدارنده سقف به دو قسمت ایجاد می‌شوند. نقش این پایه‌ها حفاظت از کارگران و تجهیزات در هنگام بازیابی پایه‌ها برای مدت کم (چند شیفت) است (Barron et al, 1980).

۲-۱-۲-۶- پایه‌های بلند^۲

این نوع پایه‌ها در بخشی از معادن اتاق و پایه^۳ که شیب ماده معدنی تغییرات کمی دارد ایجاد می‌شوند (Jeremic, 1987).

۲-۱-۲-۷- پایه‌های تاج و پایه‌های کنار^۴

پایه‌های تاج و پایه‌های کنار پایه‌هایی هستند که باید نقش نگهداری را شبیه پایه‌های موجود در معادن اتاق و پایه ایفا کنند ولی از این چنین پایه‌هایی بیشتر در معادنی که لایه‌های ماده معدنی شیب دار است مثل روش‌های پرکردن و روش Blasthole استفاده می‌شود. از نقطه نظر مهندسان پایه‌های تاج و پایه‌های کنار می‌توانند به عنوان نگهدارنده پهنه استخراجی عمل کنند. این نوع پایه‌ها بیشتر برای محافظت از فضای کارگاه^۵ در زمان بازیابی پایه استفاده می‌شوند. عرض پایه‌های کنار کمتر از ۱۰ متر، طول آن‌ها کمتر از ۱۵۰ و ارتفاع کمتر از ۵۰ متر است. ابعاد پایه‌های تاج به این صورت است که طول کمتر از ۱۵۰ متر، عرض کمتر از ۲۰ متر و ارتفاع کمتر از ۱۰ متر است (Jeremic, 1987).

۲-۲-۲- انواع پایه‌های زغالسنگ از نظر آرایش

۲-۲-۲-۱- پایه‌های منظم^۶

این نوع پایه‌ها به اشکال مربعی و مستطیلی و به طور معمول در ذخایری که دارای شیب مسطح و خوابیده بوده و ضخامت لایه اجازه ایجاد یک گذرگاه استخراجی را بدهد ایجاد می‌شوند. کاربرد این پایه‌ها در معادن زغالسنگ، پتاس، اورانیوم، آهن، مس و سایر انواع مواد معدنی می‌باشد. برای ایجاد

¹ Split Pillar

² Long Pillar

³ Room and Pillar

⁴ Crown pillar and rib pillar

⁵ Stope

⁶ Regular pillar

این نوع پایه‌ها استخراج معدن در دو فاز صورت می‌گیرد ابتدا اتاق‌ها و در برگشت پایه‌ها ایجاد می‌شوند (Jeremic, 1987).

۲-۲-۲-۲ - پایه‌های نامنظم^۱

پایه‌های نامنظم قدیمی‌ترین پایه‌های معدنی هستند که از ۲۰۰۰ سال پیش در معادن قدیمی به کار رفته است. موقعیت این پایه‌ها به عیار ماده معدنی بستگی دارد و در جاهایی ایجاد می‌شوند که کیفیت عیار ماده معدنی و شرایط زمین نامناسب است. این نوع پایه‌ها بیشتر در معادن فلزی به کار گماشته می‌شوند (Jeremic, 1987).

۲-۲-۳ - انواع پایه‌های زغالسنگ از نظر مقاومت

از نقطه نظر کاربردی مهندسی، پایه‌های زغالسنگ می‌توانند به چهار گروه عمده‌ی مقاومتی تقسیم شوند (Jeremic, 1985):

۱- پایه‌های با مقاومت زیاد

۲- پایه‌های با مقاومت متوسط

۳- پایه‌های با مقاومت کم

۴- پایه‌های با مقاومت خیلی کم

۲-۲-۳-۱ - پایه‌های با مقاومت زیاد

این پایه‌ها دارای ضخامت متوسط هستند و تابع زوایای شیب طبقات سنگ‌های سخت مجاور می‌باشند. این سنگ‌های سخت تمایل دارند مانع انبساط افقی، پایه‌های زغالسنگ شوند. این پایه‌ها در زغالسنگ‌هایی با کیفیت بالا مانند آنتراسیت و سمی آنتراسیت که دارای مقاومت بالا هستند برجای گذاشته می‌شوند.

۲-۲-۳-۲ - پایه‌ها با مقاومت متوسط

این نوع مقاومت، برای پایه‌های معدنی بسیار مناسب است. اما مقاومت زغالسنگ بعد از یک دوره زمانی تنزل پیدا می‌کند و ممکن است پدیده ریزش ناگهانی پایه‌ها به وقوع پیوندد.

مقاومت این گونه پایه‌ها بستگی به ضخامت و شیب لایه زغالسنگ دارد. اگر طبقات سنگ‌های مجاور دارای مقاومت بالا باشند و به لایه زغالسنگ فشار وارد کنند احتمال شکسته شدن پایه زغالسنگ

¹ Irregular Pillars

وجود دارد. هرچند اگر طبقات سنگ‌های مجاور محدودیت کمی را اعمال کنند ممکن است شکست الاستوپلاستیک در پایه به وقوع پیوندد.

۲-۲-۳- پایه‌ها با مقاومت کم

این پایه‌ها دارای پایداری محدود بوده و برای دوره زمانی کوتاه مورد استفاده قرار می‌گیرند. این‌گونه پایه‌ها به گونه‌ای است که تغییر شکل تکتونیکی در داخل آن‌ها دیده می‌شود. در این‌گونه پایه‌ها طبقات سنگ‌های مجاور (ماسه سنگ، سیلت استون) تمایل دارند پایه‌های زغالسنگ را محدود کنند. این نوع پایه‌ها در زغالسنگ‌های کک شونده باقی گذارده می‌شوند.

۲-۲-۴- پایه‌ها با مقاومت خیلی کم

این گونه پایه‌ها، شامل لایه‌های زغالسنگ هوازده یا زغالسنگ دارای شکاف‌های تکتونیکی است. در این حالت طبقات سنگ‌های مجاور کمترین اثر بر روی پایه دارند. این گروه پایه شامل هر نوع زغالسنگ با هر کیفیت است. در این شرایط و در این نوع پایه‌ها زغالسنگ، دارای بافت ورقه ورقه و به صورت لایه‌های نازک و ضخیم روی هم قرار گرفته است.

۲-۳- تنش وارد بر پایه

به منظور طراحی پایه در روش‌های استخراج زیرزمینی باید میزان تنش وارد بر پایه محاسبه شود. پارامترهای متعددی از جمله عمق روباره، وزن مخصوص روباره، عرض فضا، طول پایه، عرض پایه، ضخامت لایه استخراج شده و خواص مکانیکی کانسار تاثیر زیادی بر الگوی توزیع تنش در پایه دارند. تئوری‌های متعددی برای محاسبه تنش متوسط پایه‌ها وجود دارد. این تئوری‌ها عبارتند از: تئوری سطح تاثیر^۱، خیز تیر^۲، خیز پایه^۳ و ضریب پی^۴. تئوری‌های خیز تیر و خیز پایه بر اساس رفتار الاستیک خطی استوارند و شرایط بارگذاری روباره را می‌توان با تقریب خوبی به صورت یک تیر یا یک صفحه ضخیم در نظر گرفت.

معروف‌ترین تئوری تخمین تنش متوسط پایه، تئوری سطح تاثیر است. این تئوری بر اساس تعادل نیروهای وارد بر پایه استوار است. طبق این تئوری پایه‌ها بار خود را در وسط با هم تقسیم می‌کنند.

¹ Representative area Theory (Tributary area Theory)

² Beam deflection concept

³ Pillar deflection concept

⁴ Concept of foundation coefficient

در تئوری خیز تیر فرض بر این است که سقف کارگاه استخراج (کمر بالای کانسار) شبیه یک صفحه بارگذاری شده عمل می‌نماید. چگونگی اعمال انتقال بار حاصل از سنگ‌های پوششی به پایه‌های معدنی از طریق تغییر شکل و خیز تیر سنگی سقف، به صلبیت خمشی سنگ کمربالا و نیز تراکم پذیری پایه‌های سنگی بستگی دارد (Jeremic, 1985).

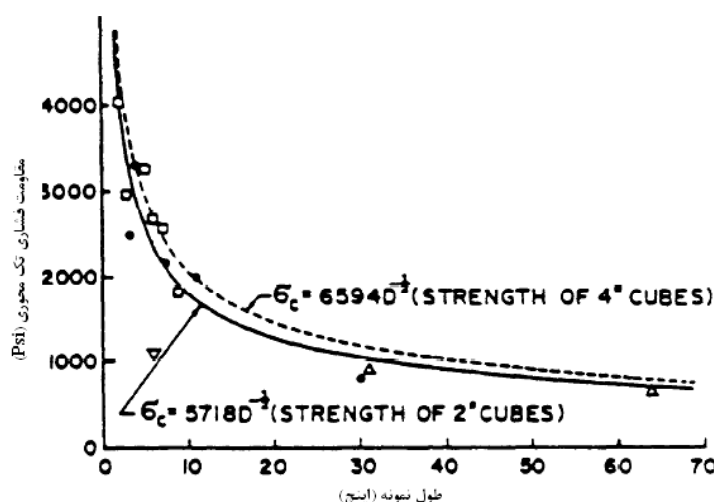
تئوری خیز پایه برای تخمین مقدار بار متوسط وارد بر پایه‌ها با استفاده از تئوری الاستیسه خطی به کار می‌رود. لازمه کاربرد این روش، شناخت دقیق محیط اطراف کانسار و محدودیت‌های موجود در استفاده از تئوری الاستیسه است (Jeremic, 1985).

تئوری ضریب پی به منظور ارزیابی تنش متوسط وارد بر پایه بکار می‌رود و بر مبنای تئوری حوزه تاثیر و تئوری تغییر شکل و خیز تیر سنگی تدوین شده است (Jeremic, 1985).

۲-۴- مقاومت پایه

مقاومت موثر یک ستون به نسبت عرض به ارتفاع آن بستگی دارد. منظور از عرض، کوچکترین بعد مقطع پایه است (اورعی، ۱۳۸۰). نتایج بررسی‌های آزمایشگاهی بر روی زغالسنگ و سایر سنگ‌ها نشان داده است که مقاومت از ابعاد نمونه تاثیر می‌پذیرد. با توجه به شکل ۲-۱ پذیرفتن ابعاد بحرانی برای مقاومت توده سنگ در طراحی روش‌های تجربی خیلی مهم است (Bieniawski, 1968). منظور از عرض بحرانی^۱ اندازه‌ای است که از آن به بعد با افزایش ابعاد نمونه، تغییر قابل ملاحظه‌ای در مقاومت آن نمونه رخ ندهد. بنا به این تعریف، مفهوم اندازه بحرانی در تعیین مقاومت بر جای پایه‌های دارای ابعاد بزرگ استفاده می‌شود. بیناوسکی با انجام آزمایش‌هایی بر روی نمونه‌های زغالسنگ نشان داد که کاهش مقاومت با افزایش ابعاد نمونه به صورت تابع نمایی بوده و لذا به یک مقدار حدی خواهد رسید. با توجه به این رابطه مقدار مجانب این منحنی کمترین مقدار مقاومت است و نشانگر مقاومت بر جای لایه زغالسنگ است. تاکنون محققین مختلف بر روی مفهوم اندازه بحرانی کار کرده‌اند و مقادیر متفاوتی را برای انواع زغالسنگ‌ها پیشنهاد کرده‌اند به عنوان مثال پاریسین برای زغالسنگ‌های غرب آمریکا مقدار ۰/۹۱۴۴ متر را پیشنهاد کرد. در آفریقای جنوبی مقدار آن ۱/۵ متر و در آمریکا مقدار ۰/۹ متر پیشنهاد شده است (Bieniawski, 1987).

¹ Critical Width



شکل ۱-۲: مفهوم اندازه بحرانی (Bieniawski, 1987)

برای محاسبه مقاومت پایه، می‌توان مقاومت آن را بر اساس مقاومت نمونه‌هایی که در آزمایشگاه اندازه‌گیری شده است، محاسبه نمود. بدین منظور ابتدا باید مقدار تنش بر جای موجود لایه زغالسنگ را محاسبه کرد که تحقیقات هاسترولید (Hustrulid, 1976) برای یافتن مقدار تنش بر جای موجود در لایه زغالسنگ منجر به روابط زیر شده است:

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{36}} \quad \rightarrow \quad \text{برای پایه‌های مربعی که } h > .9m \quad (1-2)$$

$$\sigma_1 = \frac{k}{\sqrt{h}} \quad \rightarrow \quad \text{برای پایه‌های مربعی که } h < .9m \quad (2-2)$$

که در آن، h : ارتفاع پایه، σ_1 : مقدار تنش بر جای موجود در لایه زغالسنگ و مقدار k در معادلات بالا بستگی به خواص هندسی و مکانیکی پایه دارد و توسط گدی به صورت زیر بیان شده است (Gaddy, 1956).

$$k = \sigma_c \sqrt{D} \quad (3-2)$$

که در آن σ_c : مقاومت فشاری یک نمونه مکعبی با ابعاد معین در آزمایشگاه برحسب پوند بر اینچ مربع و D : ابعاد نمونه یا قطر نمونه برحسب اینچ می‌باشد و با توجه به نمونه‌های آزمایشگاهی برای نمونه‌ای استوانه‌ای و مکعبی این مقدار بین ۵۰ تا ۱۰۰ میلیمتر است. مقدار K را می‌توان برای لایه‌های زغالسنگ مناطق مختلف از جدول ۱-۲ محاسبه نمود.

اولین ملاحظات طراحی پایه‌های معدنی با مطالعه بر روی مقاومت فشاری^۱ زغالسنگ ارائه شده است. پس از آن تا به امروز روابط زیادی برای طراحی ابعاد پایه توسعه پیدا کرده‌اند. لیتولوژی مختلف

¹ Uniaxial Compress Strength

لایه‌های زغالسنگ و اندرکنش لایه‌ها نسبت به یکدیگر و تنوع ساختارهای زمین شناسی بر پایداری معدن تاثیرگذار است که در نتیجه این عوامل طبیعی مختلف منجر به روابط زیادی در رابطه با مقاومت پایه شده‌اند (اورعی، ۱۳۸۰).

جدول ۱-۲: مقدار K برای لایه های مختلف زغالسنگ (Howard,1992)

لايه	K	لايه	K
Cameo (co)	۳۲۰۰-۷۹۷۰	Marylee	۳۰۰۰
Clintwood	۴۲۳۰-۵۲۰۰	Pittsburgh(PA,WV)	۵۵۵۰-۵۸۶۰
Elkhorm No.4	۶۰۰۰-۶۲۵۰	Pocahonats	۴۳۱۰-۴۸۲۵
Harlan	۸۸۶۰-۹۴۶۰	Springfield	۴۹۳۰
Hernin	۵۵۰۰	Upper freeport	۱۶۴۰
Marker	۱۰۱۲۰-۱۰۶۰۰	Winifrede(WV)	۶۵۱۰

در اواخر قرن گذشته تعدادی از محققان، مطالعاتی بر روی رابطه بین مقاومت فشاری تک محوری و ابعاد نمونه‌های زغالسنگ انجام دادند که این بررسی‌ها و مطالعات منجر به تدوین یکسری روابط برای تعیین مقاومت پایه شده است که اختلاف عمده این روابط در شکل تابع و شرایط به‌کارگیری آن‌ها است. اکثر روابط ارائه شده از تابع نمایی زیر پیروی می‌کنند (Jeremic,1985).

$$\sigma_c = \alpha H^{-d} \quad (۴-۲)$$

که در آن:

σ_c : مقاومت فشاری تک محوره نمونه مکعبی شکل.

H : ارتفاع نمونه مکعبی و

α : ثابت ویژه مقاومت برای زغالسنگ است. بنابراین روش‌های مختلفی برای تعیین مقاومت پایه‌ها با توجه به نتایج حاصل از آزمایشات آزمایشگاهی، آزمایشات برجا و نتایج صحرایی وجود دارد که در جدول ۲-۲ مهمترین روابطی که برای تعیین مقاومت پایه‌های زغالسنگ ارائه شده است بیان شده است.

جدول ۲-۲: روابط مختلف ارائه شده برای مقاومت پایه‌ها (عطایی، ۱۳۸۴)

پارامترها	رابطه σ_p	ارائه دهنده
H ، ارتفاع پایه، D ، قطر نمونه به اینچ، σ_c ، مقاومت فشاری نمونه در آزمایشگاه (پوند بر اینچ مربع)، K ، ضریب مربوط به مقاومت فشاری نمونه‌ها در آزمایشگاه و مقاومت فشاری پایه‌ها	$\sigma_p = \begin{cases} \frac{K}{6} & H > 36 \text{ in (0.9 m)} \\ \frac{K}{\sqrt{H}} & H < 36 \text{ in (0.9 m)} \end{cases}$	Hustrulid and Gaddy
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)	$K = \sigma_c \sqrt{D}$ $\sigma_p = 4.826 \sqrt{\frac{W}{H}}$ $\frac{W}{H} = 0.5 - 1.03$	Greenwald et al. (1939)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)	$\sigma_p = 34.32 \sqrt{\frac{W}{H}}$ $\frac{W}{H} = 0.41 - 1.68$	Greenwald et al. (1941)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)	$\sigma_p = 7.6 \frac{W^{0.16}}{H^{0.55}}$ $B < 1.5 \text{ m} \text{ و } \frac{W}{H} < 1$	Bieniawski (1968)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_1 ، مقاومت فشاری یک نمونه مکعبی شکل با ابعاد بحرانی یا بزرگ‌تر، σ_p ، مقاومت پایه.	$\sigma_p = \sigma_1 \left(0.64 + 0.36 \frac{W}{H} \right)$ $B > 1.5 \text{ m} \text{ و } \frac{W}{H} > 1$	Bieniawski (1987)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)، σ_c ، مقاومت برجای زغالسنگ	$\sigma_p = \sigma_c \sqrt{\frac{W}{H}}$	Cook and Wagner (1974)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)	$\sigma_p = 10 + 4.2 \frac{W}{H}$ $\frac{W}{H} = 1.14 - 3.39$	Van Heerden (1975)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)، σ_c ، مقاومت برجای زغالسنگ	$\sigma_p = \sigma_c \left(0.78 + 0.22 \frac{W}{H} \right)$ $\frac{W}{H} = 4.48 - 13.6$	Wang et al. (1977)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)، σ_c ، مقاومت برجای زغالسنگ	$\sigma_p = \sigma_c \sqrt{\frac{W}{H}}$	Hazen and Artler (1976), Zern (1926), Morrison et al. (1956)
W و H به ترتیب عرض و ارتفاع پایه (اینچ)، K ، فاکتور گدی، F_s ، فاکتور ایمنی، σ_p ، مقاومت پایه (پوند بر اینچ مربع)	$\sigma_p = k \frac{\sqrt{W}}{H}$ $2 < \frac{W}{H} < 8 \text{ , } 1.8 < F_s < 2.2$	Holland and Gaddy (1957)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)، H_o ، عمق لایه یا ضخامت روباره (متر)	$\sigma_p = \sigma_1 + 0.28 H_o \left(\frac{W}{H} - 1 \right)$	Sheorey et al. (1986)
W ، عرض پایه، H ، ارتفاع پایه، σ_p ، مقاومت پایه (مگاپاسکال)، σ_c ، مقاومت برجای زغالسنگ	$\sigma_p = \sigma_c \left(0.7 + 0.3 \frac{W}{H} \right)$	Bunting (1911)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_1 ، مقاومت فشاری نمونه مکعبی ($\frac{W}{H} = 1$)، σ_p ، مقاومت پایه، $2.025 < \frac{W}{H} < 4$ ، $2 < F_s < 4$	$\sigma_p = \sigma_1 (0.778 + 0.222 \frac{W}{H})$ $2.025 < \frac{W}{H} < 4 \text{ , } 2 < F_s < 4$	Obert and Duvall (1967)
W ، عرض پایه (متر)، H ، ارتفاع پایه (متر)، σ_1 ، مقاومت یک پایه زغالسنگ با ابعاد $w=h=1$ ، σ_p ، مقاومت پایه.	$\sigma_p = \sigma_1 \sqrt{\frac{W}{H}}$	Holland (1964)

ادامه جدول ۲-۲: روابط مختلف ارائه شده برای مقاومت پایه‌ها (عطایی، ۱۳۸۴)

<p>W و H به ترتیب عرض و ارتفاع پایه (متر)، σ_p، مقاومت پایه (مگاپاسکال)، F_s، فاکتور ایمنی</p>	$\sigma_p = 7.2 \frac{W^{0.46}}{H^{0.66}}$ $1.31 < F_s < 1.88$	<p>Salamon and Munro (1967) در سیستم متریک</p>
<p>W و H به ترتیب عرض و ارتفاع پایه (فوت)، σ_p، مقاومت پایه (پوند بر اینچ مربع)، F_s، فاکتور ایمنی</p>	$\sigma_p = 1320 \frac{W^{0.46}}{H^{0.66}}$ $1.31 < F_s < 1.88$	<p>Salamon and Munro (1967) سیستم انگلیسی</p>
<p>R_o، نسبت عرض به ارتفاع بحرانی که برابر با ۵ در نظر گرفته می‌شود، \mathcal{E}، نرخ افزایش مقاومت که برابر با ۲/۵ در نظر گرفته می‌شود، V، حجم پایه، R، نسبت عرض به ارتفاع، K، ضریب مربوط به مقاومت فشاری نمونه‌ها در آزمایشگاه و مقاومت فشاری پایه‌ها</p>	$\sigma = K \frac{R_o^{.5933}}{V^{0.0667}} \left[\frac{.5933}{\mathcal{E}} \left[\left(\frac{R}{R_o} \right)^{\mathcal{E}} - 1 \right] + 1 \right]$ $\frac{w}{h} > 5$	<p>Madden (1988) در سیستم متریک</p>

۲-۵- طراحی پایه

طراحی پایه شامل تعیین ابعاد مناسب آن با توجه به نحوه بارگذاری مورد انتظار می‌باشد که بر حسب ضریب اطمینان پیشنهادی توسط روش‌های تجربی و عددی طراحی صورت می‌پذیرد.

۲-۵-۱- محاسبه ابعاد پایه

در طراحی با توجه به شرایط، باید یک نسبت استخراج خاص را برای معدن انتخاب کرد. اما دهانه اتاق و ابعاد پایه به چه میزانی باشد. دهانه اتاق را می‌توان توسط رده‌بندی‌های مهندسی سنگ به دست آورد. با توجه به تئوری سطح تاثیر برای محاسبه ابعاد پایه‌های مربعی داریم:

$$R = \frac{A_m}{A_t} = \frac{A_t - A_p}{A_t} = 1 - \frac{A_p}{A_t} = 1 - \frac{W_p^2}{(W_o + W_p)^2} \quad (۵-۲)$$

$$W_p = \frac{W_o \sqrt{1-R}}{1 - \sqrt{1-R}} \quad (۶-۲)$$

در این روابط، A_p : مساحت پایه، W_o : عرض اتاق، R : نسبت بازیابی و A_t : مساحت تاثیر پایه است.

۲-۵-۲- محاسبه ضریب ایمنی در طراحی پایه‌ها

ضریب اطمینان به عنوان یکی از معیارهای طراحی، سال‌ها است که توسط مهندسیین استفاده می‌شود. در طراحی هر سازه برای این که بتوان از پایداری یا ناپایداری آن اطمینان حاصل کرد ضریب اطمینان آن سازه محاسبه می‌شود. ضریب اطمینان در مورد یک سازه از تقسیم نیروهای مقاوم بر نیروهای محرک بدست می‌آید. برای محاسبه ضریب اطمینان در مورد پایه‌ها از تقسیم مقاومت پایه بر

تنش وارد بر پایه ضریب اطمینان محاسبه می‌گردد. به عنوان مثال در لحظه شکست پایه، تنش متوسط وارد بر پایه با مقاومت پایه مساوی است و ضریب اطمینان برابر واحد است یعنی:

$$S_p = \sigma_p \quad (7-2)$$

در این رابطه، S_p : تنش وارده بر پایه و σ_p : مقاومت پایه است.

برای طراحی و داشتن ضریب ایمنی بایستی رابطه فوق را به صورت زیر بر حسب ضریب اطمینان بازنویسی کرد:

$$\sigma_p = F_s \times S_p \quad (8-2)$$

از آنجایی که انتخاب ضریب اطمینان در طراحی پایه‌ها تاثیر زیادی بر اقتصادی بودن معدن می‌گذارد رابطه ضریب اطمینان و نسبت استخراج به صورت رابطه زیر است.

$$\frac{\sigma_p}{F_s} = \frac{1}{1-R} \sigma_v \quad (9-2)$$

که در این روابط R : نسبت بازیابی، F_s : فاکتور ایمنی و σ_v : تنش قائم است.

انتخاب ضریب اطمینان در طراحی پایه خیلی مهم است زیرا با کوچک در نظر گرفتن ضریب اطمینان طراحی پایه امکان شکست سیستم پایه‌ها وجود دارد و در نتیجه باعث وقایع مصیبت بار و هزینه‌های بسیار زیاد دوباره سیستم معدنکاری می‌گردد.

ضریب اطمینان طراحی پایه‌ها معمولاً بین ۲-۱/۵ قرار دارد (Bieniawski, 1987). با توجه به جدول ۲-۲ هر کدام از فرمول‌های مقاومتی پایه در یک محدوده خاص ضریب اطمینان قابل استفاده است که با توجه به ضریب اطمینان پیشنهادی می‌توان از این روابط استفاده نمود.

در روش جبهه کار بلند در صورتی که تجربه بکارگیری این روش در منطقه موجود نباشد مقدار ضریب اطمینان پیشنهاد شده برای پایه‌های زنجیری مقدار ۱/۳ است (Howard, 1992). اصولاً مقدار ضریب اطمینان پیشنهاد شده برای پایه‌های حائل مقدار بزرگتری از پایه‌های زنجیری است و نکته قابل توجه آن است که برخلاف پایه‌های مرسوم، پایه‌های تسلیم^۱ دارای ضریب اطمینان کمتر از یک می‌باشند و در واقع این پایه‌ها سازه‌هایی هستند که بارهای وارده از مقاومت آن‌ها تجاوز می‌کند.

¹ Yield Pillar

۲-۵-۳- مراحل مختلف طراحی پایه

به طور خلاصه مراحل طراحی پایه به شرح زیر است (Bieniawski, 1987).

۱- با استفاده از اطلاعات زمین‌شناسی و نمونه‌های گرفته شده توسط کارهای اکتشافی نظیر حفر گمانه، مقاومت فشاری تک محوری ماده معدنی و کمرها، فاصله‌داری، وضعیت و جهت ناپیوستگی‌های زمین‌شناسی و شرایط آب‌های زیرزمینی بررسی شود. نمونه‌های مورد استفاده برای تعیین مقاومت زغالسنگ، نمونه‌های مکعبی یا استوانه‌ای شکل دارای قطر ۵۴ میلیمتر است.

۲- تعیین کیفیت توده سنگ با استفاده از رده‌بندی‌های مهندسی سنگ و تعیین عرض راهرو و نگهداری مناسب سقف.

۳- تعیین ضریب K (ضریب مربوط به مقاومت فشاری نمونه در آزمایشگاه و مقاومت فشاری پایه) با توجه به رابطه ۲-۳.

۴- محاسبه مقاومت پایه (جدول ۲-۲)، در این روابط عرض و مقاومت پایه مجهول هستند.

۵- محاسبه تنش متوسط وارد بر پایه بر اساس تئوری سطح تاثیر یا سایر روش‌های بیان شده با توجه به نوع روش استخراج و پایه برجای گذاشته شده و نیز هندسی پایه.

۶- انتخاب فاکتور ایمنی مناسب (معمولاً بین ۱/۵ تا ۲ قرار دارد) و محاسبه عرض پایه با توجه به رابطه $\sigma_p = F_s \times S_p$.

۷- با توجه به عرض پایه به دست آمده، درصد استخراج محاسبه و از نظر اقتصادی، اقتصادی بودن عملیات معدن‌کاری کنترل می‌شود.

۸- اگر درصد استخراج قابل قبول نباشد (عملیات اقتصادی نباشد) باید با کاهش عرض پایه درصد استخراج را افزایش داد سپس با توجه به عرض جدید ضریب ایمنی محاسبه شود.

۹- در صورت مناسب بودن فاکتور ایمنی و درصد استخراج، نتایج به دست آمده با کاربرد روابط دیگر مقایسه می‌شود.

۱۰- با توجه به قضاوت مهندسی و در نظر گرفتن عوامل معدن‌کاری و زمین‌شناسی محل، معدن طراحی می‌شود.

از آنجایی که هدف این تحقیق طراحی ابعاد پایه‌های زنجیری در روش جبهه کار بلند مکانیزه معدن زغالسنگ طبرس است به معرفی انواع پایه‌های جبهه کار بلند مکانیزه پرداخته شده است.

۲-۶- پایه‌های زغالسنگ در روش جبهه کار بلند مکانیزه

سه نوع پایه معمولاً در روش جبهه کار بلند برجای گذاشته می‌شوند که بسته به نوع نگهداری و شرایط مختلف عبارتند از (Lu Luo, 1997):

۱- پایه‌های حفاظتی

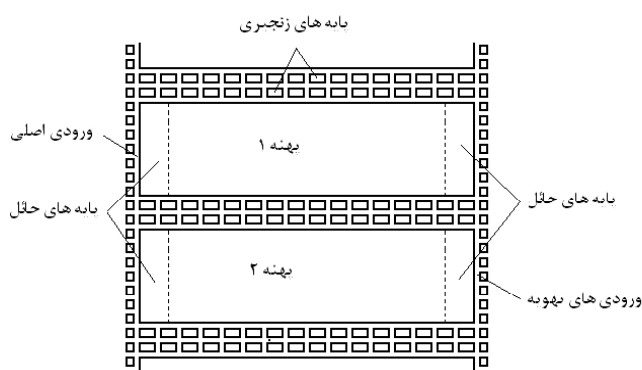
۳- پایه‌های تسلیم شونده

۲- پایه‌های نگهدارنده

در شکل ۲-۲ انواع پایه‌های جبهه کار بلند نشان داده شده است.

۲-۶-۱- پایه‌های حفاظتی

پایه‌های حفاظتی به منظور حفاظت از تأسیسات سطحی و جلوگیری از نشست سطح زمین در معادن زغالسنگ به صورت پایه‌های بزرگ در انتهای پهنه استخراجی و ورودی اصلی معدن برجای گذاشته می‌شوند که پایه حائل از نوع پایه‌های حفاظتی است.



شکل ۲-۲: انواع پایه‌های زغالسنگ در روش جبهه کار بلند مکانیزه (Lu Luo, 1997).

پایه حائل ستونی از زغالسنگ است که برای حفظ ورودی اصلی پهنه، بین اتاق نصب تجهیزات استخراجی در انتهای پهنه استخراجی برجای گذاشته می‌شوند. این پایه‌ها بازیابی نمی‌شوند (اورعی، ۱۳۸۰). مهم‌ترین وظایف پایه‌های حائل عبارت است از (شهریار، ۱۳۸۴):

۱- به حداقل رساندن تأثیرات منفی معادن مجاور.

۲- حفاظت از کارهای معدنی در یک معدن در مقابل هجوم آب و سیلاب و گازهای سمی و یا قابل اشتغال که می‌تواند از معادن مجاور صورت گیرد.

۳- جلوگیری از تداخل تنش بین کارهای معدنی مجاور.

۴- حفاظت از زیر ساخت‌های مهم معدن مثل آماده سازی اصلی در نتیجه تنش‌های کناری.

چندین رابطه تجربی برای تعیین عرض پایه‌های حائل وجود دارد که عطایی در کتاب معدنکاری زیرزمینی به آن‌ها اشاره کرده است این روابط در جدول ۲-۳ آورده شده است.

جدول ۲-۳: مهم‌ترین روابط تجربی برای تعیین عرض پایه‌های حائل (عطایی، ۱۳۸۴)

پارامترها	رابطه ارائه شده	ارائه دهنده
h : فاصله از سطح زمین، W_p : عرض پایه حائل	$W_p = \frac{h}{10} + 45$	کینگ و ویتاکر ^۱
W_p : عرض پایه حائل به متر، H : عمق از سطح به متر	$W_p = 0.1H + 13.7$	قانون سرانگشتی معادن زغالسنگ بریتانیا
W_p : عرض پایه حائل به متر، H : عمق از سطح به متر و h ضخامت لایه به متر	$W_p = 4h + 0.1H + 6.1$ $W_p = 20 + 4H + .1h$	روش بازرسان معدن ^۲
W_p : عرض پایه حائل به متر، X_b : عرض محدوده تسلیم به متر، C ثابت کاهش نمایی، M ارتفاع تونل به متر، K ضریب تنش سه محوره، P فشار افقی مربوط به نگهداری به مگاپاسکال، P' : مقاومت فشاری تک محوری سنگ خرد شده به مگاپاسکال، q فشار روباره به مگاپاسکال، W_o : طول جبهه کار یا عرض پهنه به متر، H ضخامت روباره به متر و σ_o : مقاومت فشاری تک محوری زغالسنگ به مگاپاسکال	$\frac{W_o}{H} < 0.6$ شرط استفاده: $X_b = \frac{M}{2} \left[\left(\frac{q}{P + P'} \right)^{\frac{1-K}{K}} - 1 \right]$ $C = \frac{W_o}{2} \left(1 - \frac{W_o}{1.2h} \right) - \frac{M}{2}$ $(K - 1) + \frac{40\sigma_o}{h}$	روش ویلسون ^۳
W_p : عرض پایه حائل به متر، H : عمق از سطح به متر و h ضخامت لایه به متر	$W_p = \frac{H.W_o}{2133.6 - H}$	روش آمریکای شمالی ^۴
W_p : عرض پایه حائل به متر، H : عمق از سطح زمین به متر	$W_p = \frac{H - 54.9}{6.1} + 4.6$	قانون دون ^۵
W_{Pa} : ماکزیمم عرض قوس فشار، W_t : عرض کلی راهروهای چندگانه می‌باشد که معمولاً از ۷۵ درصد ماکزیمم عرض قوس فشار بزرگ‌تر نیست و W_{ba} عرض قوس فشار است.	$W_{ba} = \frac{W_{Pa} + W_t}{2}$	روش قوس فشار ^۶

۲-۶-۲- پایه‌های تسلیم شونده

این نوع پایه‌ها به منظور حفاظت از پایه‌های زنجیری در شرایطی که امکان حرکت سقف اصلی و شکست پایه‌های زنجیری وجود داشته باشد بر جای گذاشته می‌شوند و هدف اصلی از طراحی پایه‌های تسلیم، کاهش تمرکز تنش به منظور جلوگیری از شکستگی‌های شدید و ناگهانی در پایه‌هاست

¹ King Whittaker

² mine inspector's

³ Wilson method

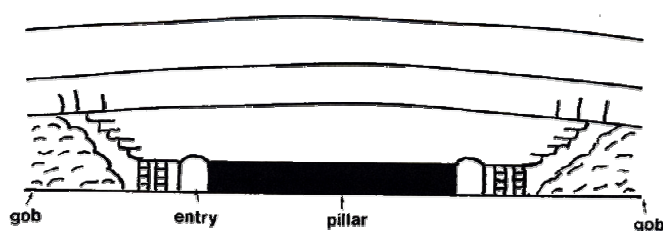
⁴ Northern american method

⁵ Don low

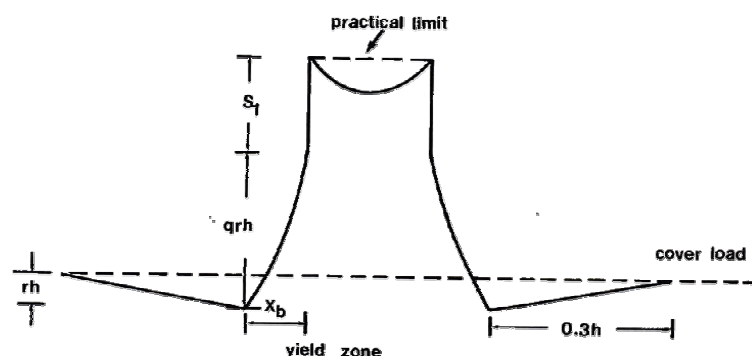
⁶ Pressure arc theory

(Peng, 1986). معمولاً پایه‌های تسلیم، بلافاصله در طول ورودی‌های اصلی جبهه کار بلند، مجاور یک پهنه فعال که بیشترین فشارهای مرزی جانبی اتفاق می‌افتد، بر جای گذاشته می‌شوند و عرض آن‌ها دارای تغییراتی بین $10/5 - 8/7$ متر و ارتفاع آن‌ها دارای تغییراتی بین $2/3 - 9/3$ متر است (Badr, 2004).

با توجه به شکل ۲-۳ دو ناحیه یکی ناحیه تسلیم در اطراف لبه‌های پایه و دیگری ناحیه مرکزی که یک ناحیه یکپارچه است در اطراف پایه وجود دارد. توزیع تنش‌ها بر روی این ناحیه تسلیم خطی نیست.



a. CROSS SECTION



شکل ۲-۳: توزیع تنش بر روی پایه‌ها در مجاورت منطقه تخریب (Peng, 1986)

۲-۶-۳ - پایه‌های نگهدارنده

این نوع پایه‌ها به منظور جلوگیری از ریزش سقف و حفاظت از ورودی‌های معدن بر جای گذاشته می‌شوند. پایه‌های زنجیری از متداول‌ترین انواع پایه‌های نگهداری هستند. این نوع پایه‌ها نسبت به پایه‌های حائل دارای عرض کمتری هستند و بین دو پهنه استخراجی بر جای گذاشته می‌شوند.

پایه‌های زنجیری در روش جبهه کار بلند مکانبزه وظایف زیر را بر عهده دارند (شهریار، ۱۳۸۴):

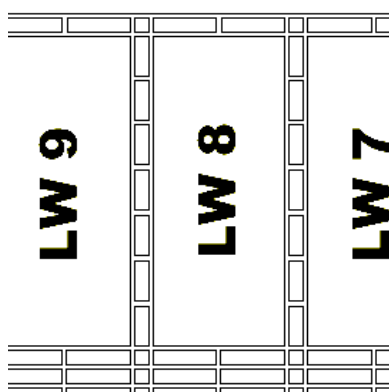
الف: حفاظت از راهروهایی که ایجاد می‌شوند یا در آینده ایجاد خواهند شد در مقابل بارهای کناری.

ب: حفاظت از راهروهای ورود و خروج به جبهه کار.

ج: به عنوان شبکه تهویه.

ابعاد بهینه پایه‌های زنجیری تحت تاثیر پارامترهایی چون عمق روباره، ضخامت لایه‌ها در سقف، ارتفاع قابل کار، عرض راهروها، مقاومت زغالسنگ و عرض جبهه کار است. ارزیابی پایداری پایه‌های زنجیری در حضور تنش‌های پایه‌ای مشکل است. در روش جبهه کار طولانی پسرو تنش‌های پایه‌ای می‌توانند به ورودی جلو جبهه کار، زیرمیله^۱ و پایداری پهنه بعدی آسیب برسانند.

آرایش مناسب پایه‌های زنجیری می‌تواند منجر به کنترل مطلوب شرایط بر روی راهروهای بین دو پهنه در معدن شود (Badr, 2004). شکل ۲-۴ چند پهنه از جبهه کار بلند با پایه‌های زنجیری مستطیل شکل را نشان می‌دهد. پایه‌های زنجیری می‌توانند مقطع مربعی، مستطیلی و سایر اشکال داشته باشند. این پایه‌ها همچنین می‌توانند در یک یا چند ردیف ایجاد شوند. در معادن زغالسنگ استرالیا پایه‌ها عموماً در یک ردیف ایجاد می‌شوند (www.uow.edu.au, 2008).

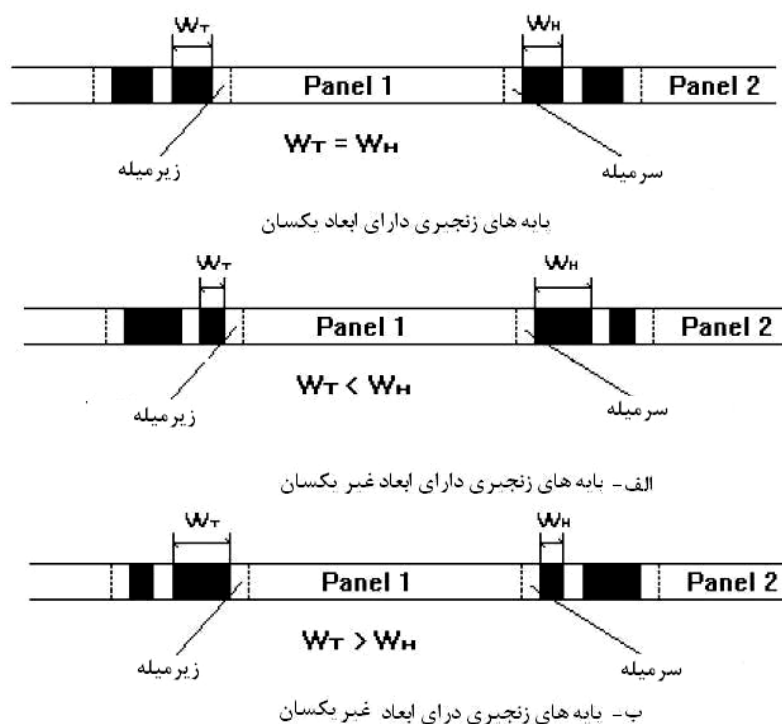


شکل ۲-۴: جبهه کار بلند مکانبزه با پایه‌های مستطیلی (www.uow.edu.au, 2008)

شکل ۲-۵، سه نوع آرایش پایه‌های زنجیری در روش سه راهرو را نشان می‌دهد. واضح است که پایه‌های بزرگ در کنار سرمیله نگهداری بهتری قبل از تخریب سقف و بعد از تخریب ایفا می‌کنند (شکل ۲-۵-الف). در این روش طراحی، احتمال آسیب دیدن زیرمیله بعد از استخراج پهنه دوم وجود دارد. بنابراین آرایش جدید که در شکل (۲-۵-ب) نشان داده شده است بر عکس آرایش (۲-۵-۲)

¹ Tailgate

۵- الف) است و بر اساس تجربیات به کارگیری در مناطق مختلف کارآیی بهتری دارد. در این روش در محدوده مواد تخریب شده کنار سرمیله^۱ تنش‌های پهنه بعدی کاهش می‌یابد (Lu Luo, 1997).



شکل ۲-۵: آرایش پایه‌های زنجیری در روش سه راهرو (Lu Luo, 1997).

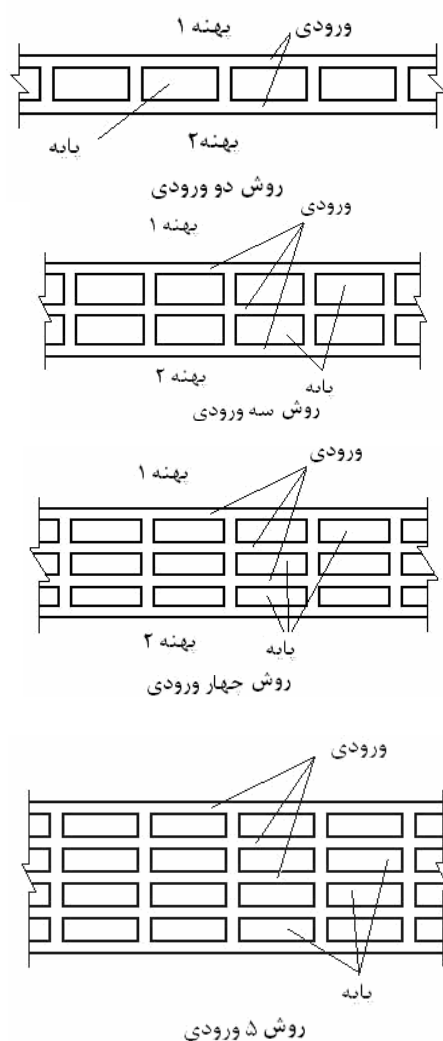
راهروهای پهنه در روش استخراج جبهه کار بلند مکانبزه بر اساس شکل ۲-۶، دو، سه، چهار و بعضی مواقع پنج راهرویی است. روش سه راهرو شامل دو ردیف از پایه‌های برجای گذاشته در روش جبهه کار بلند است.

مراحل بارگذاری بار وارد بر پایه‌های زنجیری با پایه‌های ایجاد شده در روش اتاق و پایه متفاوت است. پایه‌های ایجاد شده در راهروهای چندگانه روش جبهه کار بلند تحت تاثیر تغییرات زیاد میدان تنش است بنابراین در طراحی آن‌ها باید مراحل مختلف بارگذاری بار وارد بر آن‌ها در نظر گرفته شود (Badr, 2004). شکل ۲-۷ به صورت شماتیک مراحل بارگذاری بار وارد بر پایه‌های زنجیری در هنگام حفر راهروها و حفر پهنه‌های استخراجی را نشان می‌دهد.

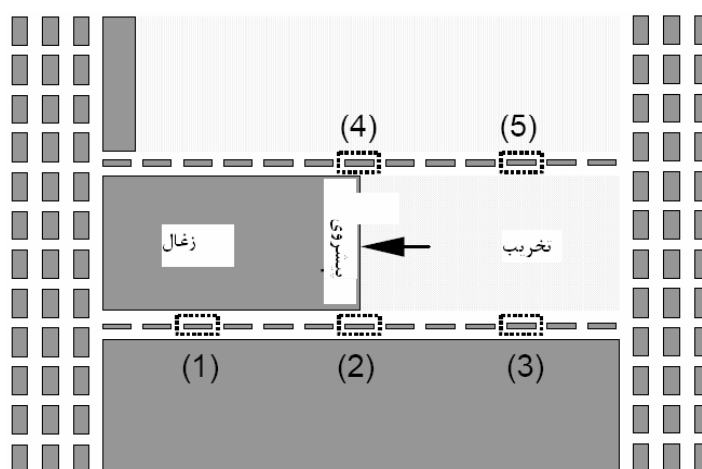
با در نظر گرفتن حالت کلی تخریب (تخریب هر دو پهنه اطراف پایه)، پایه‌های زنجیری در معرض ۵ مرحله بارگذاری می‌باشند. سه مرحله اولیه مربوط به بارگذاری پایه در سرمیله و دو مرحله بعدی مربوط به زیرمیله است. مرحله ۱ مربوط به حالتی است که در آن راهروهای دو طرف پایه به طور کامل

¹ Headgate

حفر شده‌اند اما هنوز استخراج پهنه‌های جبهه کار بلند بر روی مقاومت پایه‌ها و پایداری آن تاثیر نکرده است.



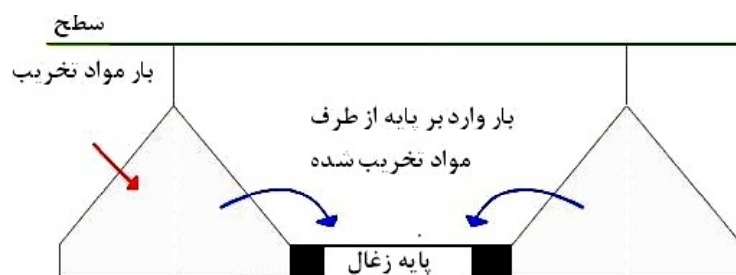
شکل ۲-۶: روش‌های معمول ورودی‌های جبهه کار بلند (Lu Luo, 1997).



شکل ۲-۷: مراحل بارگذاری بار وارد بر پایه‌های زنجیری (Badr, 2004)

مرحله ۲ مربوط به حالتی است که در آن بارهای کناری و جلویی در بارگذاری بار وارد بر پایه تاثیر می‌کنند. در مرحله ۳ از یک طرف منطقه تخریب شده و از طرف دیگر یک پهنه استخراج نشده بر بارگذاری بار وارد بر پایه شرکت می‌کنند. از آنجایی که مواد تخریب شده در مجاورت پایه به طور کامل به هم فشرده نشده‌اند لذا مواد تخریب شده تمام بار حاصل از روبراه را تحمل نمی‌کنند. مرحله ۴ مربوط به حالتی است که در آن یک طرف پایه زنجیری از طرف زیرمیله و طرف دیگر آن همزمان با پیشروی جبهه کار در معرض بارگذاری قرار می‌گیرد در این حالت شرایط بار وارد بر پایه‌های کنار زیر میله به صورت سریع پیشرفت می‌کند. مرحله ۵ مربوط به حالتی است که در آن تاثیر سینه کار بر روی پایه‌های زنجیری آشکار نیست و اطراف پایه زنجیری را مواد تخریب شده در برگرفته است. با در نظر گرفتن کلیه جوانب مراحل ۲، ۳ و ۴ از نظر بارگذاری وضعیت بحرانی را دارا می‌باشند. در مراحل ۱ و ۲ می‌توان به آسانی تصور کرد که یک نگهداری کوچک پایداری مورد نظر را ایفا نماید. نکته قابل توجه در بارگذاری بار وارد بر پایه‌های زنجیری آن است که با عبور سینه کار مواد تخریب شده در اطراف پایه قرار می‌گیرند ولی به هر حال احتمال آسیب دیدن گوشه‌های پایه‌های زنجیری و جا به جا شدن آن‌ها وجود دارد. در این هنگام پایه‌های زنجیری نقش نگهداری سینه کار را بر عهده دارند (Badr, 2004).

یک توصیف کلی از نحوه توزیع بار وارد بر پایه زنجیری در شکل ۲-۸ نشان داده شده است. بار حاصل از استخراج پهنه، به پایه نزدیک آن پهنه وارد می‌شود و با استخراج پهنه بعدی، بار وارد بر پایه زنجیری افزایش می‌یابد. در بیشتر موارد بعد از استخراج پهنه بعدی پایه زنجیری تخریب می‌شود.

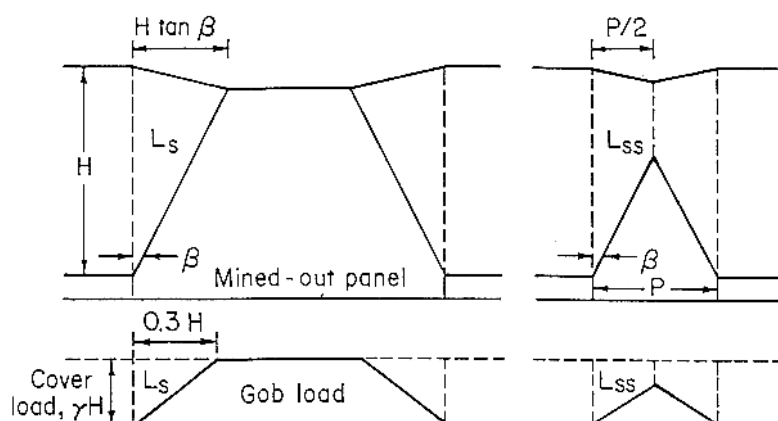


شکل ۲-۸: شمای کلی بار وارد بر پایه‌های زنجیری (www.uow.edu.au, 2008)

بار وارد حاصل از منطقه تخریب بر پایه‌های زنجیری بستگی به عمق قرارگیری کارگاه استخراج از سطح دارد. برای محاسبه بارهای وارد بر پایه با توجه به روش دو بعدی نشست^۱ باید دو شرایط نشست

^۱ 2-D subsidence model

بحرانی^۱ و زیر بحرانی^۲ در نظر گرفت (www.uow.edu.au, 2008). شکل ۹-۲ سمت چپ نشان دهنده شرایط نشست زیر بحرانی (حالتی که امتداد خط متوسط زاویه برش (β) از دو لبه فضای استخراجی سطح زمین را قطع نماید) و سمت راست نشان دهنده نشست بحرانی (حالتی که امتداد خط متوسط زاویه برش (β) از دو لبه فضای استخراجی یکدیگر را زیر سطح زمین قطع نماید) است (Badr, 2004).



شکل ۹-۲: روش دو بعدی نشست در شرایط بحرانی و فوق بحرانی (Badr, 2004)

برای شرایط نشست زیر بحرانی ($\frac{w}{h} < 2 \tan \varphi$) بار حاصل از منطقه تخریب از رابطه زیر محاسبه بدست می‌آید (www.uow.edu.au, 2008).

$$F = 9.81\gamma \left[(p+w)h - \frac{w^2 \cot \varphi}{4} \right] (p+w) \quad (10-2)$$

که در آن F : مقدار بار وارده بر پایه (kg)، w : عرض پهنه جبهه کار بلند (m)، h : عمق قرارگیری از سطح زمین (m)، γ : چگالی متوسط سنگ در برگیرنده ($\frac{kg}{m^3}$)، φ : متوسط زاویه برش، p : عرض پایه (m) و B : عرض راهروها (m) است.

در شرایط نشست بحرانی ($\frac{w}{h} \geq 2 \tan \varphi$) بار وارد بر پایه به صورت زیر محاسبه می‌شود.

$$F = 9.81\gamma [ph + h^2 \tan \varphi] (p+w) \quad (11-2)$$

به منظور تحلیل تنش بر روی پایه‌های زنجیری آگاهی یافتن از توزیع تنش در روش جبهه کار بلند مفید است. شکل ۱۰-۲ توزیع تنش قائم σ_{zz} حول یک جبهه کار زغالی منفرد را نشان می‌دهد. تنش

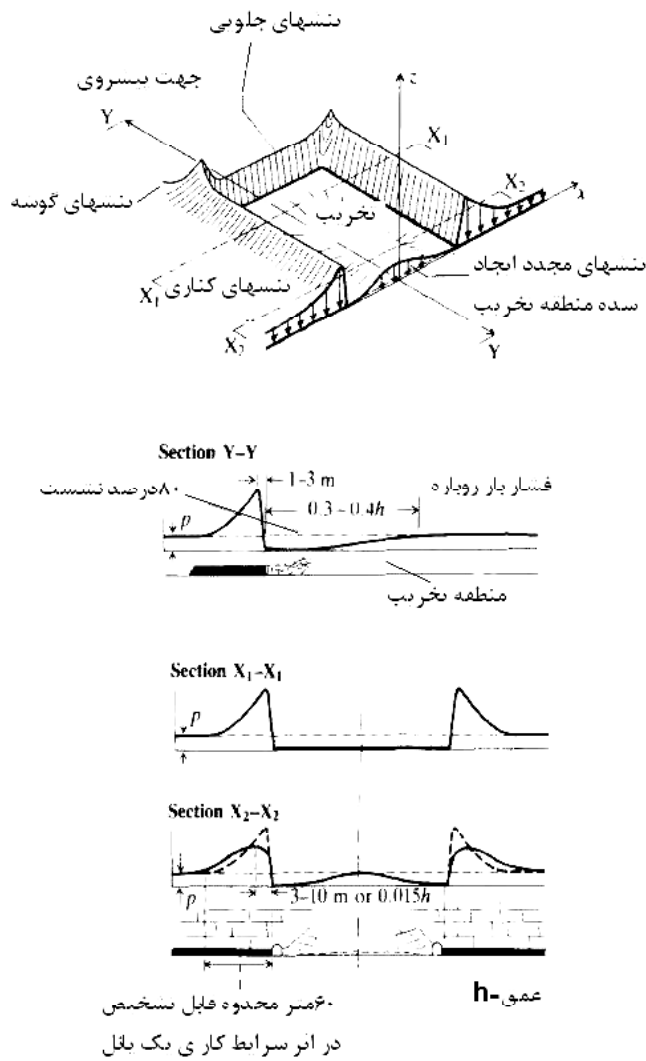
¹ Critical

² sub-critical

قائم وارد در جبهه کار و بخش‌های جانبی صفر می‌باشد. این تنش به سرعت با حرکت به سمت منطقه تخریب شده افزایش می‌یابد و مقدار آن درجایی در جلو جبهه کار (درون زغالسنگ که با خصوصیات سنگ تغییر می‌کند) به حداکثر مقدار خود می‌رسد که این حداکثر مقدار تنش ۴ تا ۵ برابر تنش حاصله توسط روباره ($\sigma = \gamma h$ که h عمق استخراج و γ چگالی متوسط لایه‌های فوقانی) معرفی می‌گردد. با حرکت بیشتر به سمت زغالسنگ استخراج نشده، تنش قائم تا رسیدن به تنش روباره کاهش می‌یابد (Trent&Harrison, 1982).

در ناحیه استخراج شده، اثرات طاق زدن و نگهداری جبهه کار و راهروها، آن چنان هستند که تنش قائم در پشت جبهه کار و پایه‌های کناری مقدار ناچیزی خواهد داشت (مقاطع $X_2 - X_2, Y - Y$ در شکل ۱۰-۲).

نیروی قائم اعمالی کل به مساحت ناحیه‌ای بزرگ، باید با نیرویی که از وزن روباره به وجود آمده است، برابر باشد حتی زمانی که بخشی از لایه استخراج شده باشد (Trent&Harrison, 1982). در این روش فرض بر این است که نیروی قائمی که به نگهداری راهروها منتقل می‌شود بسیار ناچیز و قابل صرف نظر است. شکل ۱۱-۲ تقریب‌های مربوط به توزیع تنش قائم وارد بر مقاطع عرضی مثل مقطع ($X_2 - X_2$ در شکل ۱۰-۲) را نشان می‌دهد. توزیع تنش قائم مفروض در کمر بالای تخریب شده بر اساس این فرض که از مشاهدات میدانی بدست آمده است. فرض بر این است که تنش در این محیط در فاصله $3h$ از پایه‌های کناری به تنش روباره می‌رسد (شکل ۱۰-۲). مطابق شکل (ج-۲-۱۱)، توزیع تنش غیر خطی نهایی با توزیع مثلثی تقریب زده می‌شود.



شکل ۲-۱۰: توزیع مجدد تنش قائم در صفحه لایه زغالسنگ در اطراف جبهه کار بلند (Trent&Harrison,1982)

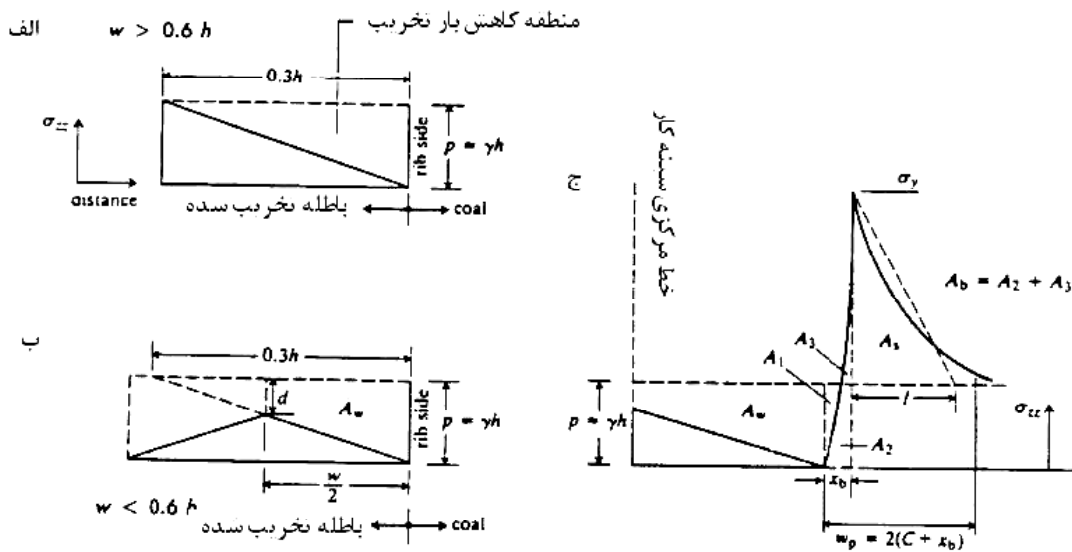
جدول ۲-۴، مقادیر محاسبه شده تنش قائم حداکثر در پایه‌های کناری و عرض منطقه تسلیم حول پایه‌های کناری را نشان می‌دهد. در شکل ۲-۱۱ و جدول ۲-۴ نمادهای زیر به کار رفته‌اند (Trent&Harrison,1982).

p^* : فشار نگهداری، p_i : مقاومت فشاری تک محوری مصالح خرد شده در پایه کناری که به صورت فرضی برابر با 0.1 مگاپاسکال در نظر گرفته می‌شود یعنی:

$$p^* = p_i + .1Mpa \quad (12-2)$$

$$F = \frac{b-1}{\sqrt{b}} \left(1 + \frac{b-1}{\sqrt{b}} \tan^{-1} \sqrt{b} \right) \quad (13-2)$$

که در آن $\tan^{-1} \sqrt{b}$ بر حسب رادیان است و سایر پارامترها در جدول ۲-۴ معرفی شده‌اند.



شکل ۲-۱۱: توزیع ایده‌آل تنش قائم، σ_{zz} ، در کمربالای تخریب شده برای (الف) طول جبهه کار، $w > 9.66h$ ، و (ب) $w < 0.6h$ ؛ (ج) تعادل ناحیه‌ای تنش در سراسر پایه‌های کناری (Trent&Harrison,1982)

تنش در مناطق فراتر از تنش حداکثر تا رسیدن به تنش روباره p ، کاهش می‌یابد. فرض بر این است که منحنی کاهش تنش به صورت معادله زیر است:

$$(\sigma_{zz} - p) = (\sigma_y - p) \exp\left(\frac{x_b - x}{C}\right) \quad (14-2)$$

که در آن C ضریب ثابتی با واحد فاصله می‌باشد. با قراردادن مساحت زیر منحنی شکل ۲-۱۱-ج به منظور حفظ تعادل تنش قائم، مقدار C از معادله زیر محاسبه می‌شود:

$$C = \frac{A_w + \alpha_b - A_b}{\sigma_y - p} \quad (15-2)$$

که در آن A_w ، کمبود بار مربوط به هر پایه جانبی است.

$$A_w = 0.15\gamma h^2 \quad \text{برای } w > 0.6h \quad (16-2)$$

$$A_w = 0.5w\gamma\left(h - \frac{w}{1.2}\right) \quad \text{برای } w < 0.6h \quad (17-2)$$

که در آن w عرض ناحیه استخراجی است (Trent&Harrison,1982).

جدول ۲-۴: معادلات لازم برای محاسبه توزیع تنش قائم در پایه‌های جانبی (Trent, Harrison, 1982)

توضیحات	رگه ضعیف بین سنگ قوی سقف و کف	سقف، کف و رگه هم مقاومت	کمیت
σ : تنش قائم σ_y : تنش حداکثر حایل یا تنش تسلیمی $\rho = \gamma h$: تنش قائم در فاصله‌ای دور از فضای حفاری C_0 : مقاومت فشاری تک محوری برجای لایه‌ها b : ضریب ثابت موجود در فرم تنش اصلی معادله مقاومت برشی کولمب، $\sigma_1 = C_0 + b\sigma_3$ m : ارتفاع استخراج x : فاصله از پایه‌های جانبی X_b : عرض منطقه تسلیم	$\sigma_{zz} = bp \times \exp\left(\frac{x}{m}\right)$ $\sigma_y = C_0 + bp$ $X_b = \frac{m}{F} \ln\left[\left(\frac{p}{p^*}\right)\right]$ $A_b = \frac{m}{F} b(p - p^*)$	$\sigma_{zz} = bp \times \exp\left(\frac{2x}{m} + 1\right)^{b-1}$ $\sigma_y = C_0 + bp$ $X_b = \frac{m}{2} \left[\left(\frac{p}{p^*}\right)^{\frac{1}{b-1}} - 1 \right]$ $A_b = \frac{m}{2} p^* \left[\left(\frac{p}{p^*}\right)^{\frac{1}{b-1}} - 1 \right]$	تنش قائم تنش حائل یا تسلیم حداکثر عرض منطقه تسلیم نیروی قائم وارد بر منطقه تسلیم

در جداول ۲-۵ و ۲-۶ روابط مربوط برای محاسبه تنش وارد بر پایه‌های مربعی و مستطیلی بر حسب شرایط نشست بحرانی و زیر بحرانی و سیستم راهرو معدن نشان داده شده است (www.uow.edu.au, 2008).

جدول ۲-۵: محاسبه تنش وارد بر پایه‌های زنجیری در شرایط نشست بحرانی

نوع پایه	روش دو راهرو	روش سه راهرو
پایه‌های مربعی	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma [ph + h^2 \tan \phi] \frac{(p+w)}{p^2}$	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma [(2P+B)h + h^2 \tan \phi] \frac{(P+B)}{2P^2}$
پایه‌های مستطیلی	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma [Ph + h^2 \tan \phi] \frac{(L+B)}{P.L}$	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma [(2p+B)h + h^2 \tan \phi] \frac{(L+B)}{2P.L}$

جدول ۲-۶: محاسبه تنش وارد بر پایه‌های زنجیری در شرایط نشست زیر بحرانی

نوع پایه	روش دو و راهرو	روش سه راهرو
پایه‌های مربعی	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma \left[(p+w)h - \frac{w^2 \cot \phi}{4} \right] \frac{(p+w)}{p^2}$	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma \left[(2P+B)h - \frac{w^2 \cot \phi}{4} \right] \frac{(P+B)}{2P^2}$
پایه‌های مستطیلی	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma \left[(P+W)h - \frac{w^2 \cot \phi}{4} \right] \frac{(L+B)}{P.L}$	$\bar{\sigma} = 9.81\gamma \left[(2P+W+B)h - \frac{w^2 \cot \phi}{4} \right] \frac{(L+B)}{2P.L}$

در این جداول، W : عرض پهنه جبهه کار (m)، h : عمق قرارگیری از سطح زمین (m)، γ : چگالی متوسط روباره ($\frac{kg}{m^3}$)، ϕ : متوسط زاویه برش، p : عرض پایه (m)، B : عرض راهروها (m) و L : طول پایه است.

هدف اصلی از طراحی پایه‌های زنجیری، بهینه سازی ترتیب و ابعاد آن‌ها به صورتی است که بتوانند در برابر فشارهای وارده پایدار باشند و بازیابی استخراجی به حداکثر مقدار خود برسند.

برای یک طراحی بهینه پایه‌های زنجیری باید به سه سوال زیر پاسخ داد (Lu Luo, 1997).

۱- نسبت ابعاد پایه‌های زنجیری چگونه انتخاب شود؟

۲- آرایش بهینه پایه‌های زنجیری دارای ابعاد غیر یکسان در صورتی که در سیستم سه یا چهار ورودی به کار گرفته شوند، چگونه باشد؟

۳- ابعاد بهینه پایه‌های زنجیری چقدر باشد؟

از آنجایی که احتمال دارد تنش‌های القا شده در اثر معدنکاری به راهروهای کنار پهنه و نیز سینه کار و زیرمیله آسیب برساند، انتخاب ابعاد بهینه پایه‌های زنجیری در روش جبهه کار بلند به روش پسرو از اهمیت بسیاری برخوردار است. بنابراین انتخاب نامناسب پایه‌های زنجیری در هنگام استخراج ممکن است سبب اتفاقات مرگبار و هزینه آماده سازی دوباره کارگاه استخراج و در نتیجه تلف شدن مقدار زیادی از ماده معدنی شود.

برای طراحی پایه‌های زنجیری در جبهه کار بلند، سه روش از نقطه نظر توزیع تنش وجود دارد که عبارت است (Howard and Hartman, 1992):

۱- روش‌های تحلیلی

۲- روش‌های تجربی

۳- روش‌های عددی (المان‌های محدود)

بسته به هندسه معدن و شرایط حاکم بر آن، از این روش‌ها برای طراحی ابعاد پایه‌های زنجیری استفاده می‌شود.

الف- روش تحلیلی ویلسون^۱

در روش تحلیلی ویلسون با مطالعه بر روی یک مغزه محبوس شده، تاثیر نسبت عرض به ارتفاع نمونه بر روی مقاومت آن توضیح داده شده است. اساس این روش آن است تنش محصور کننده فشاری در مورد مواد شکننده مثل زغالسنگ می‌تواند سبب افزایش مقاومت آن شود. در این روش فرض شده است که در مورد زغالسنگ معیار شکست موهر کولمب به صورت زیر است.

$$\sigma_1 < \sigma_c + k\sigma_3 \quad (18-2)$$

$$k = \frac{1 + \sin \phi}{1 - \sin \phi} \quad (19-2)$$

که در آن: σ_3 : تنش‌های جانبی، σ_1 : تنش وارده، k : ثابت سه محوره، σ_c : مقاومت فشاری تک محوری، ϕ : زاویه اصطکاک داخلی است.

این روش، توزیع تنش در داخل پایه را شبیه سازی می‌کند و در شرایط اولیه فرض شده است که پایه دارای رفتاری کاملاً الاستیک و بیشترین تنش به گوشه‌های پایه اعمال می‌شود. بنابراین شکست پایه از گوشه‌های آن آغاز می‌شود (Badr, 2004).

در روش ویلسون برای حل مسأله و دسترسی به مقاومت برجا، ۲۰ درصد مقاومت نمونه‌های آزمایشگاهی در نظر گرفته شده است (Howard and Hartman, 1992). از مزایای روش ویلسون می‌توان به این نکته که اولین روش تئوری طراحی پایه‌های زنجیری است که تاثیر نسبت عرض به ارتفاع را بر روی مقاومت نهایی پایه در نظر گرفته است و دیگری سادگی این روش نام برد. از معایب روش ویلسون می‌توان به موارد زیر اشاره کرد (Badr, 2004):

¹ Wilson

الف: در نظر نگرفتن خصوصیات سنگ در برگیرنده پایه.

ب: در این روش قضاوت در مورد منطقه خرد شده پایه مشکل است.

ج: خصوصیات فصل مشترک بین لایه زغالسنگ و لایه‌های سنگی در نظر گرفته نشده است.

د: بار بر قسمت مرکزی پایه زیاد منظور شده است.

ب- روش کارر- ویلسون^۱

روش کارر و ویلسون در سال ۱۹۸۲ برای طراحی پایه‌های زنجیری به کار گرفته شده است. از این روش برای طراحی ابعاد پایه‌ها زنجیری در روش جبهه کار بلند در منطقه JW^۲ آمریکا استفاده شده است. روش کارر و ویلسون بر اساس روش ویلسون، مقاومت فشاری و زون شکست گوشه‌های پایه تدوین شده است. در این روش تلاش شده است تا ابعاد پایه‌ها با در نظر گرفتن ملاحظات ایمنی، پارامترهای اقتصادی، تهویه و غیره بهینه شود. کارر و ویلسون در طراحی از روش مغزه محبوس شده ویلسون برای مقاومت پایه‌ها بهره بردند بنابراین این روش از روش‌های تحلیلی و روش موهر کولمب اصلاح شده بهره می‌برد (Badr, 2004).

ج- روش پنگ و هوسیونگ

روش پنگ و هوسیونگ (Hsiung and Peng, 1984) برای طراحی پایه‌های زنجیری در آمریکا تدوین شده است که اساس آن استفاده از روش المان‌های محدود دو بعدی است و یک روش عددی در طراحی عرض پایه‌های زنجیری است. درستی و دقت این رابطه بستگی به جهت جبهه کار دارد. در این روش بار وارد بر پایه از سه بعد شبیه سازی می‌شود. این سه بعد شامل بار پایه‌های جلو^۳ و کنار^۴ و بار حاصل از روباره^۵ می‌باشد. در این روش این نتیجه حاصل شده است که تنش حاصل از روباره تابعی از ضخامت روباره و چگالی لایه‌ها می‌باشد. در این روش بارهای پایه‌ای جلو و کنار توسط روش المان‌های محدود شبیه سازی می‌شوند که این بارها، شامل بارهای جزئی، بارهای ناشی از منطقه تخریب، شکست کف، سقف و شکست لبه‌های پایه و همگرایی سقف و کف می‌باشند. رابطه ۲-۱۱ برای محاسبه عرض پایه‌های مستطیلی شکل توسط پنگ و هوسیونگ ارائه شده است. در این رابطه

¹ Carr and Wilson

² jim walter resource

³ Front abuntment

⁴ Side abuntment

⁵ Over burden

به منظور مشخص کردن عرض پایه مستطیلی به هفت پارامتر هندسی و زمین شناسی نیاز است. این روش برای تعیین عرض پایه‌های مربعی نیز قابل استفاده است.

$$\log(w) = C_1 \left(\frac{E_f}{E_c} \right) + C_2 \left(\frac{E_m}{E_c} \right) + C_3 * \log \left(\frac{E_f}{E_c} \right) + C_4 \log(\sigma_{cc}) + C_5 \log(h) + C_6 \log \left(\frac{L_p}{2} \right) + C_7 \log p_w \quad (20-2)$$

در این رابطه ضرایب C_1 تا C_7 ثابت بوده و بستگی به رابطه مورد استفاده دارد. مقدار P_w برابر با عرض پهنه، نسبت E_f/E_c برابر با سختی بلاواسطه سقف بلاواسطه، E_m/E_c برابر سختی سقف اصلی، E_f/E_c برابر با سختی کف پایه، H_m/H_c : برابر با ارتفاع سقف اصلی نسبت به ارتفاع لایه زغالسنگ و h : ارتفاع روباره است.

در روش عددی پنگ و همکاران مقاومت برجای پایه ۲۰ درصد مقاومت نمونه‌های آزمایشگاهی در نظر گرفته شده است (Howard and Hartman, 1992).

د- روش چوی و مک‌کین^۱

روش چوی و مک‌کین در سال ۱۹۸۰ برای طراحی پایه‌های زنجیری در جبهه کار بلند در آمریکا ارائه شده است. این روش مخصوص تعیین ابعاد پایه‌های زنجیری است که در عمق کمتر از ۳۲۸ متر قرار دارند. در صورتی از این رابطه می‌توان استفاده کرد که، نسبت تنش‌های افقی به تنش قائم منطقه کم، خصوصیات لایه‌های منطقه مشابه لایه‌های مناطق شرقی آمریکا و نیز سیستم جبهه کار بلند دارای سه راهرو^۲ باشد. این رابطه برای طراحی از روش دو بعدی بار حاصل از نشست بر روی پایه و روش تجربی هولاند و گدی برای مقاومت پایه‌ها بهره می‌برد (Badr, 2004).

روش چوی و مک‌کین که ترکیبی از روش دو بعدی روش نشست و روابط تجربی است، یک رابطه ساده برای محاسبه عرض پهنه را ارائه می‌نماید و به صورت رابطه زیر بیان می‌شود:

$$L = .6 H - 1.2 \left[\frac{H^2}{4} - \frac{5}{3} \left(\frac{AW}{W+C} \times \frac{\sigma_p}{24.9 \times SF} - AH - \frac{SH}{2} \right) \right]^{.5} \quad (21-2)$$

که در آن: σ_p : مقاومت پایه بر حسب kPa، L : عرض پهنه، S : عرض راهرو، W : طول پایه زنجیری، H : عمق روباره، A : عرض پایه زنجیری، C : عرض میان بر^۳ و SF : ضریب اطمینان^۴ پیشنهاد شده در این رابطه ۱/۳ است. تمام ابعاد در رابطه ۲-۲۱ بر حسب متر است و فرض می‌شود که بارهای وارد از

¹ Choi and McCain

² Three entry

³ Cross cut

⁴ Safety Factor

کنار بر روی راهروها به شکل دوزنقه‌ای است. مزیت عمده این روش سادگی آن است و از معایب این روش این است که به طور مستقیم عرض پایه را محاسبه نمی‌کند و تأثیر ارتفاع معدنکاری را بر روی چگونگی توزیع بارهای کناری نشان نمی‌دهد (Badr, 2004).

– بررسی پایداری پایه‌ها در روش جبهه کار بلند با استفاده از روش ¹ALPS

این روش در سال ۱۹۸۶ توسط مارک و بیناوسکی برای طراحی پایه‌های زنجیری در جبهه کار بلند ارائه شده است. این روش امکان تخمین بار وارد بر پایه‌ها را در همه مراحل معدنکاری فراهم می‌سازد. برای اصلاح این روش نتایج بیش از ۱۰۰ مطالعه برجا به کار گرفته شده است. روش ALPS یک روش برای طراحی لنگه‌های صلب^۲ در مقابل پایه‌های تسلیم است. این روش برای محاسبه بارهای کناری از روش دو بعدی نشست و همچنین از روابط تجربی برای محاسبه مقاومت پایه بهره می‌برد و هدف آن طراحی لنگه‌های زنجیری است بطوری که در مقابل تنش‌های کناری مقاوم باشند. این روش شامل سه المان اصلی زیر است (Howard, 1992).

الف) محاسبه بار وارد بر سیستم پایه‌ها

ب) محاسبه مقاومت پایه‌ها

ج) محاسبه ضریب ایمنی

قبل از استفاده از روش ALPS لازم است که پارامترهای مقاومتی زغالسنگ که در طراحی مورد استفاده قرار می‌گیرد، استخراج شود. این پارامترها عبارتند از ماکزیمم عمق قرارگیری پایه از سطح زمین، وزن حجمی روباره، عرض پهنه، طول جبهه کار، عرض راهرو، طول پایه، ارتفاع لایه زغالسنگ، و نیز میزان تنش بر جای موجود در لایه زغالسنگ (Howard, 1992).

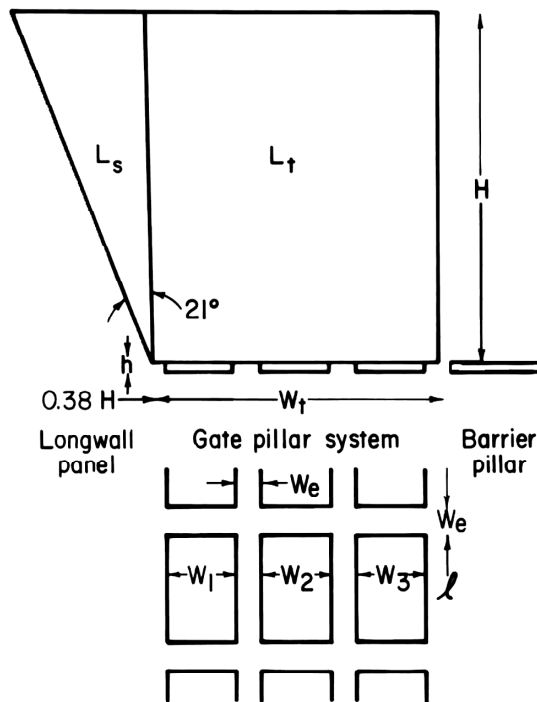
برای استفاده از روش ALPS لازم است که عرض پایه‌های انفرادی^۳ و کل عرض سیستم پایه‌ها محاسبه شود. در این روش میزان بار وارد بر پایه تابعی از عرض پایه است. برای محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری با استفاده از روش ALPS لازم است چندین مرحله تکرار به منظور تعدیل کردن عرض پایه در هر مرحله صورت گیرد. طول بهینه پایه‌های زنجیری بر اساس تهویه، تجهیزات و کارهای عملیاتی منظور می‌شود. از نقطه نظر مکانیک سنگ بهتر است طول پایه بزرگ در نظر گرفته شود زیرا با

¹ Analysis longwall pillar stability

² Stiff Pillar

³ Individual pillar

افزایش طول پایه قدرت تحمل بار آن افزایش می‌یابد ولی در حالت کلی بهتر است طول پایه یکسان در نظر گرفته شود.



شکل ۲-۱۲: شمای کلی نحوه اعمال بار بر پایه در روش ALPS (Howard, 1992)

با توجه به شکل ۲-۱۲ هدف روش ALPS محاسبه بار وارد بر پایه‌ها در روش جبهه کار بلند است. همانطور که در شکل ۲-۱۲ دیده می‌شود انواع بارهای وارد بر پایه در این روش به قرار زیر است:

۱- بار آماده‌سازی^۱: برابر با بار وارد بر سیستم پایه‌ها قبل از عملیات معدنکاری است. این بار با استفاده از تئوری سطح تاثیر محاسبه می‌شود و برابر است با:

$$L_t = H \times w_t \times \gamma \quad (22-2)$$

که در این رابطه، W_t عرض کلی سیستم پایه‌ها و H ضخامت روباره است. مجموع بارهای وارد بر پایه از حاصل جمع بارهای آماده‌سازی و بارهای ناشی از فشارهای کناری محاسبه می‌شود در این حالت سه پارامتر برای محاسبه شدت بارهای کناری نیاز است این پارامترها عبارتند از:

- شدت بارهای کناری پایه‌ای کناری (L_{SS} یا L_S): این بارها درحالتی که عرض پهنه بزرگتر از 0.77 ارتفاع روباره باشد به صورت زیر محاسبه می‌شوند.

¹ Development Load

$$L_s = 0.38(H^2)\left(\frac{\gamma}{2}\right) \quad (23-2)$$

و در صورتی که عرض پهنه کوچک‌تر از 0.77 ارتفاع روباره باشد بارهای کناری به صورت رابطه ۲-۲۴ محاسبه می‌شوند.

$$L_{ss} = \left(\frac{HP}{2} - \frac{P^2}{3.1}\right)\gamma \quad (24-2)$$

در این رابطه P برابر با عرض پهنه است.

- درصدی از بارهای کناری که بر پایه‌های زنجیری وارد می‌شود برابر با کسری از عرض ناحیه‌ای^۱ است که در آن فشارهای کناری گسترش پیدا کرده است و از رابطه ۲-۲۵ بدست می‌آید.

$$R = 1 - \left(\frac{D - W_t}{D}\right)^3 \quad (25-2)$$

که در آن D عرض ناحیه‌ای است که در آن فشارهای کناری گسترش پیدا کرده است و معادل با $9.3\sqrt{H}$ است.

۲- بارهای وارد بر راهروهای بالایی پهنه (سرمیله)^۲: این بارها، از حاصل جمع بارهای آماده سازی و اولین فشار کناری جلویی، قابل محاسبه است. بنابراین مقدار بارهای وارد بر راهروهای بالایی پهنه از رابطه ۲-۲۶ بدست می‌آید.

$$L_H = L_t + L_s F_h R \quad (26-2)$$

برای محاسبه این بار دو عامل فشار جلویی مورد نیاز خواهد بود. یکی F_h : برای حالتی که پهنه اول استخراج شده است که در این حالت مقدار آن برابر با ۰/۵ در نظر گرفته می‌شود و دیگری F_t : برای بارگذاری که در مرحله استخراج پهنه دوم اثر می‌کند و برابر با ۰/۷ در نظر گرفته می‌شود

۳- بارهای وارد بر راهروهای برگشت هوا^۳: برابر با بار وارد بر پایه‌هایی که برای مقاصد تهویه بکار گرفته می‌شوند. این پایه‌ها فقط تحت بار آماده سازی و تنش‌های کناری جانبی قرار خواهند گرفت و مقدار بار وارد بر آن‌ها از رابطه ۲-۲۷ بدست می‌آید.

$$L_B = L_t + L_s R \quad (27-2)$$

¹ abutment fraction

² Headgate Loading

³ Bleeder loading

از این معادله نیز می‌توان برای محاسبه بار وارد بر پایه‌های حائل استفاده کرد که در این صورت مقدار $R = 1$ خواهد بود.

۴- بارهای وارد بر راهروهای پائینی پهنه^۱: این نوع بار حداکثر باری است که به پایه‌ها وارد می‌شود و از مجموع سایر بارهای بیان شده بدست می‌آید (بارگذاری که در حین استخراج پهنه دوم مشاهده می‌شود).

$$L_T = L_t + L_s(1 + F_t) \quad (28-2)$$

بعد از محاسبه بار وارد بر پایه مرحله بعدی محاسبه ظرفیت باربری سیستم پایه است. در مرحله نخست مقاومت یک پایه منفرد با استفاده از رابطه بیناوسکی محاسبه می‌شود. بعد از محاسبه مقاومت پایه باید ظرفیت باربری سیستم پایه در هر متر یا فوت از راهرو محاسبه شود. ظرفیت باربری سیستم پایه^۲ از حاصل جمع مقاومت پایه‌های انفرادی طبق رابطه ۲۹-۲ به دست می‌آید.

$$LB = \sum [\sigma_p \times W \times L] \times \left[\frac{144}{(L+B)} \right] \quad (29-2)$$

که در این رابطه، LB ، ظرفیت باربری سیستم پایه‌ها و σ_p ، مقاومت پایه می‌باشد. ضریب ایمنی از تقسیم ظرفیت باربری سیستم پایه بر بار وارد بر سیستم پایه‌ها بدست می‌آید و مطابق رابطه زیر است.

$$SF = \frac{LB}{L_{max}} \quad (30-2)$$

در آخرین مرحله باید ضریب ایمنی بدست آمده را مورد بررسی قرار داد که آیا پایداری مناسب است یا نه.

¹ Tailgate loading

² Load Bearing capacity of the pillar

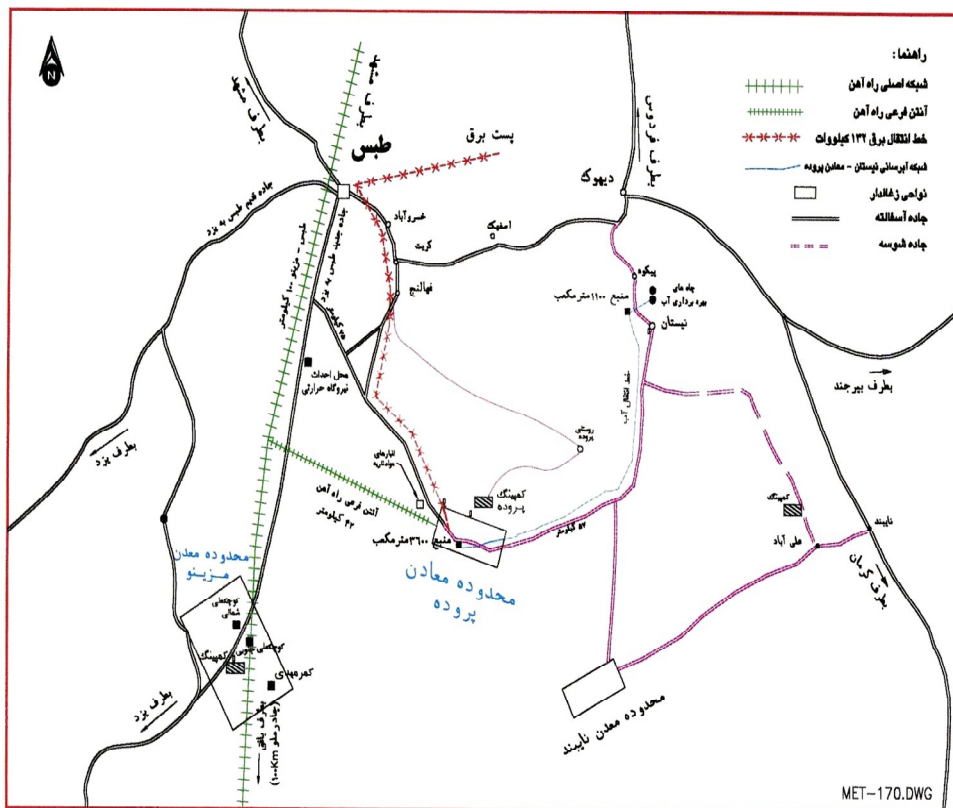
فصل سوم:

طراحی تجربی پایه های زنجیری در معدن

زغالسنگ طبس

۳-۱- مقدمه

ناحیه پروده با وسعتی در حدود ۱۲۰۰ کیلومتر مربع در ۷۵ کیلومتری جنوب شهرستان طبس در محدوده عرض جغرافیایی $32^{\circ}50'$ تا $33^{\circ}05'$ و طول جغرافیایی $45^{\circ}45'$ تا $57^{\circ}15'$ قرار گرفته است. شکل ۳-۱ موقعیت جغرافیایی پروده و راه‌های دسترسی به آن را نشان می‌دهد.



شکل ۳-۱: موقعیت جغرافیایی و راه‌های دسترسی به منطقه پروده

ارتفاع متوسط ناحیه زغال‌دار پروده از سطح دریا ۸۵۰ متر است که مرتفع‌ترین نقطه آن در غرب در ارتفاع ۱۰۴۷+ متر و پست‌ترین آن در شرق در ارتفاع ۷۳۰+ متر قرار گرفته است. ناحیه پروده جزء مناطق کویری با آب و هوای خشک و حاره‌ای محسوب می‌شود که نوسانات درجه حرارت شبانه روزی و ماهیانه آن زیاد است. حداکثر درجه حرارت شهرستان طبس در تابستان به ۵۰+ درجه و در زمستان حداقل درجه حرارت به ۵- درجه می‌رسد. اغلب ماه‌های سال خشک و یا کم باران بوده و معمولاً در فصل زمستان و اوایل بهار باران نسبتاً کم می‌بارد. در منطقه مورد مطالعه رودخانه‌های با جریان دائمی وجود ندارند و در رودخانه‌های متعدد فصلی معمولاً جریان آب به هنگام بارندگی به صورت سیلاب می‌باشد. ناحیه زغال‌دار پروده عاری از پوشش گیاهی بوده و در آن تنها بوته‌های خار بصورت پراکنده به چشم می‌خورد (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

۳-۲- تاریخچه مطالعات

بررسی مناطق زغال‌دار طبس برای اولین بار در سال ۱۳۴۷ توسط اکیپ اعزامی از واحد زغالسنگ کرمان آغاز شد. به دنبال آن در سال ۱۳۴۹ کارشناسان روسی شرکت ذوب آهن ایران به منظور تعیین کیفیت، از لایه‌های زغالسنگ ناحیه نایبند نمونه برداری کردند. در سال‌های ۱۳۵۲ و ۱۳۵۳ به منظور مطالعات جامع‌تر گروه‌هایی از کارشناسان روسی و ایرانی به مناطق زغال‌دار اعزام گردیدند و در ارتباط با زغال‌خیزی و چینه‌شناسی رسوبات تریاس، ژوراسیک و کیفیت لایه‌های زغالسنگ مطالعاتی را انجام دادند. بر اساس مطالعات یاد شده حدود گسترش رسوبات زغال‌دار ایران (تریاس، ژوراسیک) در حوضه زغال‌دار طبس مشخص گردید و وجود زغالسنگ کک شو در نواحی شرق حوضه (پروده - نایبند) و زغالسنگ‌های حرارتی در ناحیه غربی (مزینو) مورد توجه قرار گرفت (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

۳-۳- تکتونیک و ساختمان زمین شناسی حوضه طبس

حوضه طبس بلوکی است لوزی شکل که بین گسل‌های نایبند - کلمرد نائین واقع شده است. گسل نایبند با امتداد شمالی جنوبی از شرق حوضه عبور می‌کند این گسل ۵۰۰ کیلومتر طول داشته و از نوع راست‌گرد می‌باشد. شیب گسل به طرف شرق بوده و با عملکردی از نوع معکوس، بلوک غرب را بالا برده است.

گسل نائین به موازات گسل کلمرد و با عملکردی عکس آن قرار گرفته است. در حد فاصل گسل‌های اصلی نایبند و در جهتی تقریباً عمود بر آن‌ها گسل‌هایی وجود دارند که معمولاً در نزدیکی گسل‌های اصلی به طرف جنوب چرخش می‌نمایند این گسل‌ها از شمال به طرف جنوب عبارتند از: گسل پروده (رستم)، گسل زنوگان، گسل قوری چای و گسل قدیر، شیب تمامی این گسل‌ها به طرف جنوب بوده و به صورت رورانده عمل کرده اند (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

۳-۴- نواحی زغالسنگ حوضه طبس

سه ناحیه زغالسنگ مجزا در حوضه طبس وجود دارند که عبارتند از مزینو، نایبند و پروده.

۳-۴-۱- ناحیه زغالسنگ مزینو

این ناحیه در غرب دشت آبرفتی طبس واقع شده است، و از طرف شرق توسط گسل نامرئی با روند شمالی جنوبی از ناحیه پروده جدا شده و از طرف غرب به گسل‌های کلمرد و نائین محدود می‌شود. لایه‌های زغالسنگ این ناحیه سن ژوراسیک پایین داشته و از نوع آنتراسیت و حرارتی می‌باشند (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

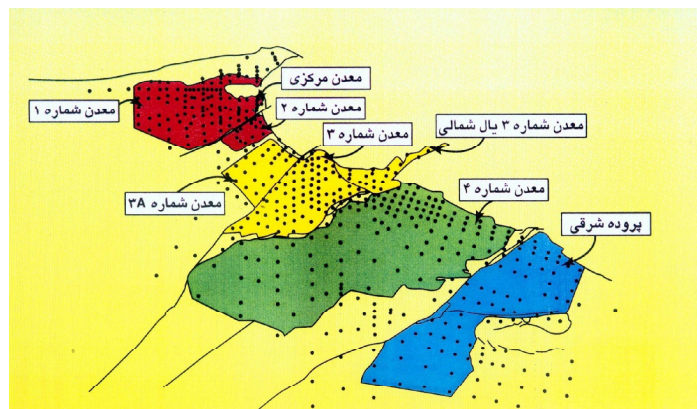
۳-۴-۲- ناحیه زغالسنگ نایبند

این ناحیه دارای وسعتی برابر ۴۵۰۰ کیلومتر مربع می‌باشد و در جنوب گسل قوری چای واقع شده است. در این ناحیه رسوبات تریاس فوقانی و ژوراسیک تحتانی به چشم می‌خورد و لایه‌های زغالسنگ از نوع کک شو است.

۳-۴-۳- ناحیه زغالسنگ پروده

ناحیه زغال‌دار پروده با وسعتی برابر ۶۴۰۰ کیلومتر مربع یکی از بزرگ‌ترین نواحی زغال‌دار حوضه است. در اولین مرحله اکتشاف که در سال ۱۳۶۰ آغاز شد بررسی کیفی و کمی زغالسنگ‌های کک شو در وسعت حدود ۴۰۰ کیلومتر مربع انجام گردید و در مرحله دوم مناطق دارای پتانسیل مثبت مورد اکتشاف مقدماتی قرار گرفت. ضمن بررسی‌های پی‌جویی مرحله اول ناحیه پروده به دو بخش شمالی و جنوبی در طرفین گسل رستم تقسیم شد که مناطق پروده به وسعت ۱۲۰۰ کیلومتر مربع در حد فاصل گسل‌های رستم و قوری چای واقع شده و نهشته‌های تریاس بالائی در آن دارای لایه‌های زغالسنگ قابل کار از نوع کک شو است.

گسل‌های رستم و قوری چای که ناشی از گسل‌های بزرگ ناپیند و کلمرد می‌باشند بر شکل ساختمانی و تکتونیکی ناحیه تأثیر گذاشته و با ایجاد گسیختگی‌هایی کوچک با روند شمال غربی، جنوب شرقی مناطق جدا از هم را به وجود آورده‌اند. ناحیه زغال‌دار پروده بر اساس گسل‌های اخیر به محدوده‌های کوچک‌تری تقسیم شده که در شکل ۳-۲ مشخص است.



شکل ۳-۲: نقشه محدوده معادن و جانمایی نقاط گمانه‌های اکتشافی در منطقه پروده طبس

ساختمان زمین‌شناسی ناحیه پروده نسبت به سایر مناطق زغالسنگ ایران پیچیده نبوده و در این رابطه دو عامل شیب کم و عدم شکستگی‌های مکرر بسیار قابل توجه هستند. تغییرات شیب و تکرار شکستگی‌ها از عمده موانعی هستند که استخراج زغالسنگ را دچار مشکل می‌سازند.

در ناحیه پروده شیب کم و حالت یکنواخت لایه‌ها و همچنین کم بودن تعداد شکستگی‌ها باعث شده است که بلوک‌های معدنی برای استخراج شرایط ایده آل داشته باشند که این شرایط بر سهولت استخراج زغالسنگ تأثیر بسزائی دارد. ناحیه زغال‌دار پروده اگرچه در نتیجه عملکرد چندین گسل و همچنین ساختمان‌های زمین‌شناسی به بلوک‌های متعدد تقسیم شده ولی در عین حال محدوده‌ای است بهم پیوسته به طوری که رخنمون لایه‌های زغالسنگ از غرب به شرق در طول ۴۰ کیلومتر تداوم داشته و تغییرات کمی و کیفی آن‌ها از روند مشخصی پیروی می‌کنند. علاوه بر این به لحاظ شرایط و ویژگی‌های رسوب‌گذاری، برخی خصوصیات زمین‌شناسی و حتی پاره‌ای از مشخصات کیفی و فنی، لایه‌های زغالسنگ در کل ناحیه مشابه بوده و تغییرات دارای قانون‌مندی و روند نسبتاً مشخص می‌باشند و امکان طراحی معدن‌های متعددی در مجاورت یکدیگر وجود دارد. طراحی معادن در مجاورت یکدیگر هزینه‌های زیر بنائی هر معدن را بسیار کاهش می‌دهد و میزان نیروی انسانی و سایر

امکانات مورد نیاز کاهش می‌یابد. بر اساس مطالعات انجام شده تاکنون یک میلیارد تن زغالسنگ در ناحیه پروده به ثبت رسیده است که این مقدار ذخیره به لایه‌های زغالسنگ از سطح زمین تا اعماق ۶۰۰ متری مربوط می‌شود. قابل ذکر است که ۲۰٪ این ذخایر یعنی ۲۰۰ میلیون تن آن‌ها در افق‌های نزدیکی از سطح زمین قرار گرفته است و دستیابی به این ذخایر با توجه به حجم عملیات اکتشافی و شناسایی دقیق لایه‌ها به راحتی امکان پذیر است. بخش اعظم ذخایر پروده در رده ذخیره قطعی قرار می‌گیرد و این بدان معناست که در ارتباط با سرمایه گذاری به منظور بهره برداری هیچ گونه مخاطره‌ای وجود نخواهد داشت (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

۳-۴-۱-۳- عملیات اکتشافی منطقه پروده

الف - نقشه برداری

تهیه نقشه‌های توپوگرافی به مقیاس ۱/۵۰۰۰، در دو مرحله توسط سازمان نقشه برداری کشور در سال ۱۳۶۱ و شرکت نقشه برداری کارتک در سال ۶۷ با عکس‌های هوایی ۱/۲۰۰۰۰، و نیز در سال ۱۳۴۸ و به طریق فتوگرامتری تهیه شده است. فواصل منحنی‌های میزان آن ۵ متر، مبنای ارتفاعات سطح متوسط آب خلیج همیشه فارس، مبنای مسطحات اروپایی و در سیستم تصویر UTM^۱ انجام گرفته و دقت پلیگون‌ها خوب و خطای آن‌ها از حد مجاز کمتر است (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

ب - عملیات حفاری

ابتدا با توجه به پیچیدگی لایه زغالسنگ که در مرحله پی جوئی که بیشتر از رخنمون لایه‌های زغالسنگ و کمر بالا و کمر پایین آن بدست آمده اند شبکه حفاری (مستطیل، مربع، لوزی) طراحی شده است و بر اساس آن‌ها حفاری صورت گرفته است.

در ابتدا فاصله شبکه‌ها بیشتر بوده و با توجه به نیاز به مطالعات دقیق‌تر و بیشتر بالطبع فاصله گمانه‌ها کمتر شده است. در ناحیه پروده و مناطق همجوار تاکنون تعداد ۶۴۶ حلقه چاه به مترآژ برابر با ۲۲۳۷۸۵ متر حفر گردیده است.

در این منطقه نیز مطالعات ژئوفیزیکی با اهداف زیر انجام شده است (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵):

^۱ Universal Transfer Mercator

- تعیین خواص فیزیکی سنگ‌ها (مقاومت الکتریکی، رادیو اکتیویته طبیعی، عکس العمل‌های سنگ در برابر تشعشعات رادیو اکتیو).
- تعیین عمق، ضخامت و توصیف لیتولوژی طبقات سنگی.
- تعیین عمق، ضخامت و استروکتور لایه‌های زغالسنگ.
- مشخص نمودن محل گسل‌ها و زون‌های دارای شکستگی و خرد شدگی.
- اندازه‌گیری قطر چاه.
- تعیین گرادیان حرارتی.
- اندازه‌گیری مقدار و آزیموت انحراف گمانه‌های اکتشافی.
- نمونه برداری از لایه‌های زغالسنگ به روش گرانتانوس.
- نمونه برداری از لایه‌های زغالسنگ.
- پی بردن به ساختمان زمین شناسی رسوبات زغال‌دار (شکستگی‌ها، گسل‌ها، تغییرات رخساره‌ای، تغییرات ضخامت لایه‌ها).

۳-۴-۳-۲- مشخصات لایه‌های زغالسنگ منطقه پروده

در منطقه پروده بر اساس اطلاعات زمین شناسی حاصل از گمانه‌ها، نقشه برداری سطحی، ترانسه زنی و تونل‌های اکتشافی متعدد، پنج لایه زغالسنگ در مقاطع قائم به اثبات رسیده است. ضخامت کلی این لایه‌ها از کمر پایین لایه B تا کمر بالای لایه D بطور متوسط ۸ متر و عمدتاً از تناوب لایه‌های زغالسنگ، زغالسنگ آرژیلیت، آرژیلیت، سیلت و ماسه سنگ تشکیل شده است. پنج لایه زغالسنگ از پایین به بالا عبارتند از: B_1, B_2, C_1, C_2, D ، که با توجه به گمانه‌ها و حفاری‌های انجام شده در لایه D و C_2 در اکثر جاها ضخامت کمتر از ۴۰ cm و غیر قابل کار می‌باشند. لایه B_2, C_1 عمدتاً ضخامت بیش از یک متر ضخامت داشته و از این میان در بخش‌های وسیعی از منطقه ضخامتی ما بین ۱/۵ تا ۲ متر (متوسط ۱/۸۶ متر) دارند. این ضخامت ۲ تا ۳ برابر ضخامت برخی لایه‌های زغالسنگ است که هم اکنون در سایر معادن کشور استخراج می‌شوند. در ادامه به خصوصیات لایه‌های مختلف پرداخته می‌شود.

الف - لایه C₁

این لایه مهم‌ترین لایه قابل کار منطقه پروده ۱ بشمار می‌آید. این لایه بطور متوسط در فاصله ۱۲/۹ متری زیر لایه C₂ قرار دارد. تغییرات ضخامت ساختمان و پارامترهای کیفی این لایه در این محدوده نسبتاً کم است و باثبات ترین لایه بشمار می‌رود. لایه زغالسنگ C₁، لایه‌ای است مرکب و غالباً از دو تا سه شعبه زغالسنگ تشکیل شده که عمدتاً به وسیله شعبات غیر زغالسنگ از جنس آرژیلیت از یکدیگر تفکیک می‌شوند. شعبات غیر زغالسنگ بطور متوسط ۱۵ درصد بخش قابل کار لایه را تشکیل می‌دهند حداکثر و حداقل ضخامت برابر ۲/۵۱ و ۱/۰۹ متر دارند. کمر بالای اصلی لایه C₁ در ۶۳ درصد نقاط از سیلتستون و بندرت از تناوب ماسه سنگ و سیلتستون‌های نازک لایه نسبتاً مقاوم و در ۳۷ درصد بقیه نقاط کمر بالای بلافصل این لایه از زغالسنگ آرژیل و آرژیل به ضخامت (۳-۰/۳ متر به طور متوسط ۱/۲ متر) بسیار سست و تشکیل شده که در روی آن سیلتستون نازک لایه قرار دارند. کمر بالای فرعی این لایه نیز از تناوب سیلتستون، ماسه سنگ تشکیل شده است. کمر پایین اصلی این لایه در ۴۲ درصد نقاط از سیلتستون‌های نازک لایه نسبتاً مقاوم و در ۵۱ درصد بقیه نقاط کمر پایین بلافصل این لایه ابتدا از زغالسنگ آرژیل، آرژیل (به ضخامت ۲-۰/۱۵ متر) بسیار سست و سست تشکیل شده که در زیر آن سیلتستون نازک لایه قرار دارد. در جداول ۱-۳ و ۲-۳ خصوصیات لایه‌های کف و سقف لایه C₁ بیان شده است.

جدول ۱-۳: خصوصیات سقف بلاواسطه لایه C₁ (Tabas Basic Design, 2005)

نوع سنگ	وزن مخصوص	مقاومت فشاری (مگاپاسکال)	مقاومت برشی (مگاپاسکال)
ماسه سنگ	۲/۷	۹۰/۹۴	۳۲/۲۷
سیلتستون	۲/۷۳	۲۸/۸۴	۱۷/۶۶
گل سنگ	۲/۶۵	-	-

جدول ۲-۳: خصوصیات کف بلاواسطه لایه C₁ (Tabas Basic Design, 2005)

نوع سنگ	وزن مخصوص	مقاومت فشاری (مگاپاسکال)	مقاومت برشی (مگاپاسکال)
ماسه سنگ	۲/۷	۶۴/۲۶	۱۵/۸۹
سیلتستون	۲/۷۳	۴۴/۴۴	۱۶/۳۸
گل سنگ	۲/۶۵	۱۷/۲۶	۷/۰۶

ب - لایه B₂

این لایه بطور متوسط در ۵۳۴ متری زیر سازند آهک بادامو قرار گرفته و میانگین فاصله آن از لایه زیرین خود یعنی B₁، ۱۴ متر است. لایه B₂ لایه‌ای است مرکب، که بخش قابل کار آن از یک تا دو شعبه زغالسنگ تشکیل یافته است. حداقل و حداکثر ضخامت آن بین ۰/۴۵ تا ۱/۹۰ متر متغیر است و نوسانات زیادی دارد. در بیشتر موارد کمر بالا و کمر پایین اصلی این لایه را لایه‌های بسیار سستی از جنس زغالسنگ، زغالسنگ آرژیل و آرژیل تشکیل می‌دهند. کمر بالای اصلی این لایه در ۲۱ درصد نقاط از سیلتستون‌های نازک لایه نسبتاً مقاوم و در ۷۹ درصد بقیه از زغالسنگ و زغالسنگ آرژیل و آرژیل (به ضخامت ۰/۲-۳ متر) بسیار سست و سست تشکیل شده است. در کمر بالای فرعی این لایه در ۸ درصد نقاط از سیلتستون‌های نازک لایه نسبتاً مقاوم و در ۹۲ درصد بقیه از زغالسنگ، زغالسنگ آرژیل و آرژیل (به ضخامت ۰/۲-۳ متر) بسیار سست و سست تشکیل شده است. در کمر پایین اصلی این لایه نیز ماسه سنگ و تناوبی از ماسه سنگ و سیلتستون قرار دارد.

ج - لایه B₁

این لایه به طور متوسط در ۵۴۶ متری زیر سازند آهک بادامو قرار گرفته و پایین ترین لایه زغالسنگ قابل استخراج منطقه پروده ۱ محسوب می‌شود. طول بیرون زدگی این لایه ۴۱۹۶ متر بوده که ۹۵ درصد آن دارای ضخامت قابل کار است. تداوم و پیوستگی لایه B₂ قابل توجه است این لایه غالباً از یک تا دو شعبه زغالسنگ تشکیل شده که به وسیله یک شعبه غیر زغالی از جنس آرژیلیت یا زغالسنگ آرژیل از یکدیگر تفکیک می‌شوند. این شعبه غیر زغالی که ۵ درصد ضخامت قابل کار لایه را تشکیل می‌دهد ضخامتی بین ۵ تا ۱۵ سانتیمتر دارد. کمر بالای اصلی این لایه در ۱۸ درصد نقاط از سیلتستون‌های نازک لایه نسبتاً مقاوم و در ۸۲ درصد بقیه نقاط از زغالسنگ آرژیل و آرژیل (به ضخامت ۰/۲۵-۳ متر) بسیار سست و سست تشکیل شده است. در کمر بالای فرعی این لایه نیز ماسه سنگ، سیلتستون و تناوبی از ماسه سنگ و سیلتستون قرار دارد. کمر پایین اصلی این لایه در ۲۷ درصد نقاط از سیلتستون‌های نازک لایه نسبتاً مقاوم و در ۷۳ درصد بقیه نقاط از زغالسنگ آرژیل، آرژیل (به ضخامت ۰/۱-۳ متر) بسیار سست تشکیل شده است (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

د - لایه D

این لایه بطور متوسط در ۴۶۶ متری زیر سازند آهک بادامو قرار گرفته و بالاترین لایه زغالسنگ قابل کار منطقه بشمار می‌آید، فاصله آن از لایه زیرین خود یعنی لایه C₂ بطور متوسط ۳۰ متر است. طول بیرون زدگی این لایه ۸۹۷۰ متر بوده که ۳۱ درصد آن دارای ضخامت قابل کار بیش از ۰/۴ متر می‌باشد.

کمر بالای اصلی این لایه در ۱۶ درصد نقاط مورد مطالعه از تناوب ماسه سنگ و سیلتستون متورق و در ۶۶ درصد نقاط از سیلتستون‌های متورق نسبتاً مقاوم و در ۱۸ درصد بقیه نقاط کمر بالای بلافصل این لایه ابتدا از زغالسنگ آرژیل و آرژیل (به ضخامت ۰/۲ - ۱ متر) بسیار سست و سست تشکیل شده که در روی آن سیلتستون قرار دارد. کمر بالای فرعی این لایه بیشتر از تناوب سیلتستون و ماسه سنگ و ماسه سنگ‌های مقاوم تشکیل شده است. کمر پایین اصلی این لایه در ۳۵ درصد نقاط از تناوب ماسه سنگ و سیلتستون‌های مقاوم و در ۲۷ درصد نقاط از سیلتستون‌های متورق نسبتاً مقاوم و در ۳۸ درصد بقیه نقاط کمر پایین بلافصل این لایه ابتدا از زغالسنگ آرژیل و آرژیل (به ضخامت ۰/۱ - ۱ متر) بسیار سست تا سست تشکیل شده که در زیر آن سیلتستون قرار دارد.

ه - لایه C₂

این لایه در ۴۹۶ متری زیر آهک بادامو واقع شده و فاصله آن از لایه زیرین خود یعنی C₁ به طور متوسط ۱۲ متر می‌باشد. لایه C₂ نسبت به لایه‌های دیگر دارای ارزش اقتصادی کمتری است و طول بیرون زدگی آن ۸۳۶۹ متر بوده که ۷۶ درصد آن دارای ضخامت کمتر از ۰/۴ متر است.

کمر بالای اصلی این لایه در ۴۳ درصد نقاط از سیلتستون‌های متورق نسبتاً مقاوم و در ۵۷ درصد بقیه نقاط کمر بالای بلافصل این لایه ابتدا از زغالسنگ آرژیل (به ضخامت ۰/۲ - ۲/۶) به طور متوسط ۱/۸ متر بسیار سست تا سست تشکیل شده که در روی آن سیلتستون قرار دارد.

کمر بالای فرعی این لایه بیشتر از تناوب سیلتستون و ماسه سنگ تشکیل شده است. کمر پایین اصلی این لایه در ۴۹ درصد نقاط از سیلتستون‌های نازک لایه نسبتاً مقاوم و در ۵۱ درصد نقاط، کمر پایین بلافصل این لایه ابتدا از زغالسنگ آرژیل و آرژیل (به ضخامت ۰/۲ - ۲) متر به طور متوسط ۰/۹ متر) بسیار سست تا سست تشکیل شده که در زیر آن سیلتستون قرار دارد. کمر پایین فرعی این لایه نیز مانند سایر لایه‌ها از تناوب سیلتستون، ماسه سنگ تشکیل شده است.

۳-۴-۳- استحکام سنگ‌های کمر بالا و کمر پایین لایه‌های زغالسنگ

جنس و استحکام سنگ‌های کمر بالا و کمر پایین لایه‌های زغالسنگ از نظر چگونگی نگهداری کمر بالا و کمر پایین آن‌ها به هنگام پیشروی گالری‌های معدنی و کارگاه استخراج حائز اهمیت است. از نظر مقاومت جنس سنگ‌های کمر بالا و کمر پایین به چهار گروه تقسیم می‌شود.

الف) سنگ‌های با استحکام زیاد: ماسه سنگ‌های بدون عوامل تکتونیکی

ب) سنگ‌های نسبتاً مقاوم: ماسه سنگ‌های متورق و سیلتستون بدون عوامل تکتونیکی

ج) سنگ‌های سست: آرژیلیت‌های متورق همراه با شکستگی

د) سنگ‌های بسیار سست: آرژیلیت‌ها و سنگ‌های دارای شکست تکتونیکی

حدود ۲ تا ۳ متر نزدیک به لایه‌های زغالسنگ را قسمت اصلی کمر بالا و کمر پایین می‌نامند. قسمت‌های پایین‌تر و بالاتر از آن را قسمت‌های فرعی کمر بالا و کمر پایین می‌نامند. با توجه به لیتولوژی پروده کمر بالای اصلی لایه زغالسنگ بیشتر جزء سنگ‌های سست و بسیار سست محسوب می‌شود. کمر بالای اصلی لایه‌های B₁ و B₂ استحکام کمتری دارد. در جدول ۳-۳ خصوصیات فیزیکی و مکانیکی سنگ‌های کمر بالا و کمر پایین لایه‌های زغالسنگ بیان شده است. همچنین در جدول ۴-۳ خصوصیات ژئومکانیکی لایه‌ها در گمانه SA2 در اولین پهنه جبهه کار بلند (EAST1) بیان شده است.

جدول ۳-۳: خصوصیات فیزیکی و مکانیکی کمر بالا و کمر پایین لایه‌های زغالسنگ (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

نام سنگ	وزن مخصوص ظاهری (kg/m^3)	وزن مخصوص حقیقی (kg/m^3)	تخلخل %	مقاومت در مقابل فشار تک محوری در وضعیت خشک		
				درجه	ضریب	میزان فشار بر نمونه ($\frac{kg}{cm^2}$)
ماسه سنگ	۲/۶	۲/۷۱۱	۴/۷۲	محکم	۵	۵۰۷/۸۴
آلورولیت	۲/۵۸	۲/۷۲	۶/۰۵	محکم	۳	۲۷۹/۹۳
ماسه سنگ	۲/۵۸	۲/۷	۵/۳۱	کاملاً محکم	۲	۲۴۴/۶
آرژیلیت	۲/۵۶	۲/۷	۶/۳۹	محکم	۳	۳۲۷

۴-۳-۴-۳- گاز خیزی منطقه

به منظور تعیین گازخیزی منطقه آزمایش‌های تعیین میزان گاز در لایه‌های زغالسنگ پروده ۱ و سنگ‌های دربرگیرنده آن انجام شده است. این آزمایش‌ها نشان می‌دهند که میزان این گاز تا عمق ۳۰۰-۲۵۰ متر به شدت افزایش یافته و تا حد ۱۹ متر مکعب در تن نیز رسیده است و پس از آن ثابت شده است. میزان گاز موجود در لایه‌های اطراف تا عمق ۵۰۰ متری در محدوده ۳-۵ متر مکعب در تن افزایش می‌یابد. جدول ۳-۵ تغییرات گاز خیزی لایه‌ها در محدوده یال شمالی نسبت به ازا یک تن سوخت جامد (زغالسنگ) را نشان می‌دهد. گاز مذکور ترکیبی از هیدروکربورها، نیتروژن، دی اکسید کربن، و متان به عنوان عنصر غالب می‌باشد. با افزایش عمق میزان هیدروکربورها افزایش یافته و از میزان نیتروژن و دی اکسید کربن کاسته می‌شود (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

جدول ۳-۴: خصوصیات مواد بدست آمده از گمانه SA2 (Tabas Basic Design, 2005)

نتایج گمانه SA2			مقاومت کششی (MPa)			مقاومت فشاری تک محوری (MPa)			مدول الاستیک (MPa)
نوع سنگ	متوسط	حداکثر	حداقل	متوسط	حداکثر	حداقل	متوسط	حداکثر	حداقل
ماسه سنگ قوی	۱۵۷/۲	۲۰۸/۱	۱۱۱/۶	۱۴/۷	۱۹	۹/۶	-	-	-
ماسه سنگ	۶۱/۱	۸۸	۱۷/۷	۶/۳	۹/۵	۴	۳۱۳۹	۶۶۷۱	۵۲۸۱
ماسه سنگ سیلتی	۵۷/۸	۱۱۲/۹	۲۴/۷	۵/۲	۱۱	۱/۷	۲۲۵۶	۷۴۵۶	۴۸۸۵
سیلتستون ماسه‌ای	۲۸/۱	۶۶/۱	۴/۴	۲/۶	۵/۷	۰/۳	۴۷۱	۷۳۵۸	۲۹۸۷
سیلتستون	۲۵/۶	۵۲/۷	۳/۵	۲/۵	۸/۱	۰/۲	۴۶۱	۶۴۷۵	۲۸۳۸
مادستون سیلتی	۱۸/۸	۲۴/۸	۹	۰/۳	۰/۳	۰/۳	۱۴۷۲	۳۱۳۹	۲۲۵۶
مادستون	۱۰/۱	-	-	-	-	-	۳۴۳	۳۴۳	۳۴۳

جدول ۳-۵: تغییرات گاز خیزی لایه‌های یال شمالی نسبت به عمق (معدن زغالسنگ طبس، ۱۳۷۵).

عمق لایه	متوسط گاز خیزی لایه B ₁ , B ₂	متوسط گاز خیزی لایه C ₁
۱۰۰	۱۰/۴	۱۰/۲
۲۰۰	۱۵/۵	۱۵/۴
۳۰۰	۱۸	۱۷/۵
۴۰۰	۱۹/۹	۱۸/۸
۵۰۰	۲۰/۳	۱۹/۴
۶۰۰	۲۰/۷	۱۹/۸
۷۰۰	۲۱	۲۰

پس از ارائه کلیاتی در مورد ساختمان زمین شناسی معدن زغالسنگ طبس برای ورود به بحث استخراج معدن و طراحی پایه، ابتدا کلیاتی در مورد روش جبهه کار بلند مکانیزه بیان می‌شود.

۳-۵- روش استخراج جبهه کار بلند

روش استخراج جبهه کار بلند روشی است که در کانسارهای نسبتاً مسطح و لایه‌ای (۰/۹ تا ۴/۵ متر ضخامت) به کار می‌رود و در آن یک جبهه کار در عرض یک پهنه^۱ بین راهروهای بالایی و پایینی ایجاد و استخراج با کندن برش‌های کم عرضی بصورت پیشرو یا پسرو انجام می‌شود و همراه با آن سقف یا کمر بالا تخریب می‌گردد.

این روش از جمله روش‌هایی است که در معادن زغالسنگ و گاهی در معادن فلزی یا غیرفلزی و به طور کلی در کانسارهای لایه‌ای با شیب و ضخامت کم به کار می‌رود. این روش در زمره روش‌های بزرگ مقیاس از نظر بهره‌برداری و یکی از ارزان‌ترین روش‌های استخراج زیرزمینی می‌باشد. این روش در مقایسه با هر روش استخراج دیگر به ازای آماده‌سازی مشخص، تناژ استخراجی بالاتری داراست (عطایی، ۱۳۸۴).

۳-۵-۱- نحوه آماده‌سازی

برای آماده‌سازی کارگاه استخراج روش جبهه کار بلند راهروهایی در داخل ماده معدنی یا در خارج از آن حفر می‌شود و از این راهروها، راهروهای پهنه‌ای به صورت متعامد منشعب می‌شوند و بدین ترتیب کانسار به تعدادی بلوک تقسیم می‌شود هر یک از این بلوک‌های استخراجی، پهنه نامیده می‌شود که برای استخراج در یک مرحله در نظر گرفته شده است. پهنه از سمت پیشروی دارای ابعاد زیادتری است. پهنه‌ها اصولاً به یک مکعب مستطیل شباهت دارد که بعد سوم آن به ضخامت لایه که معمولاً بین ۱ تا ۳ متر تغییر می‌کند، محدود شده است (عطایی، ۱۳۸۴).

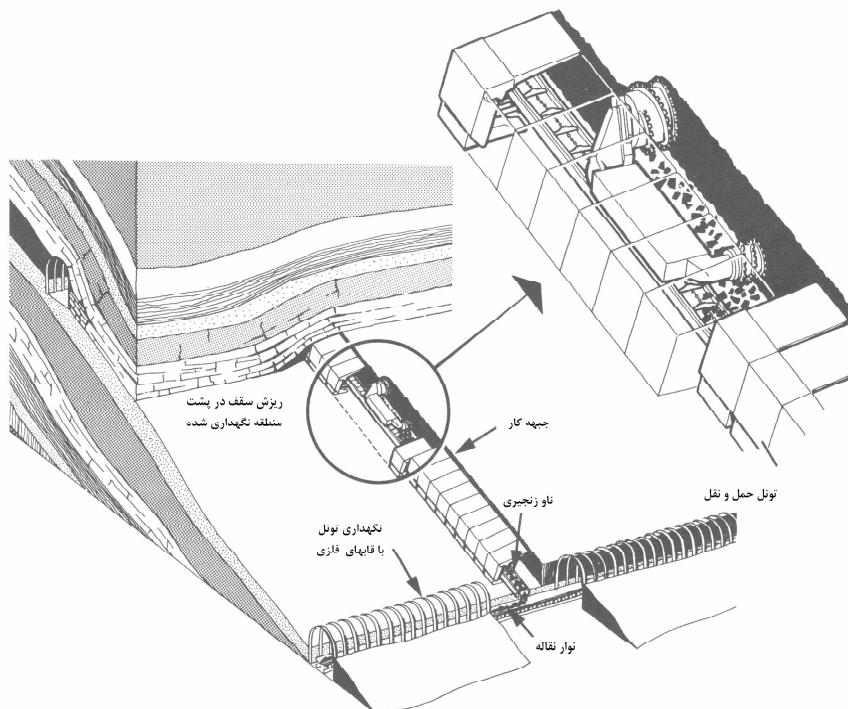
۳-۵-۲- نحوه استخراج

پس از ایجاد پهنه استخراجی، استخراج با کندن برش‌های کم عرضی به صورت پیشرو یا پسرو انجام می‌شود. برای کندن ماده معدنی ممکن است از پیکور، چال‌زنی و آتش‌کاری و یا ماشین‌های زغال‌کن استفاده شود. مواد کنده شده بر روی ناو مجاور جبهه کار ریخته شده و توسط آن به نوار نقاله اصلی در

^۱ Panel

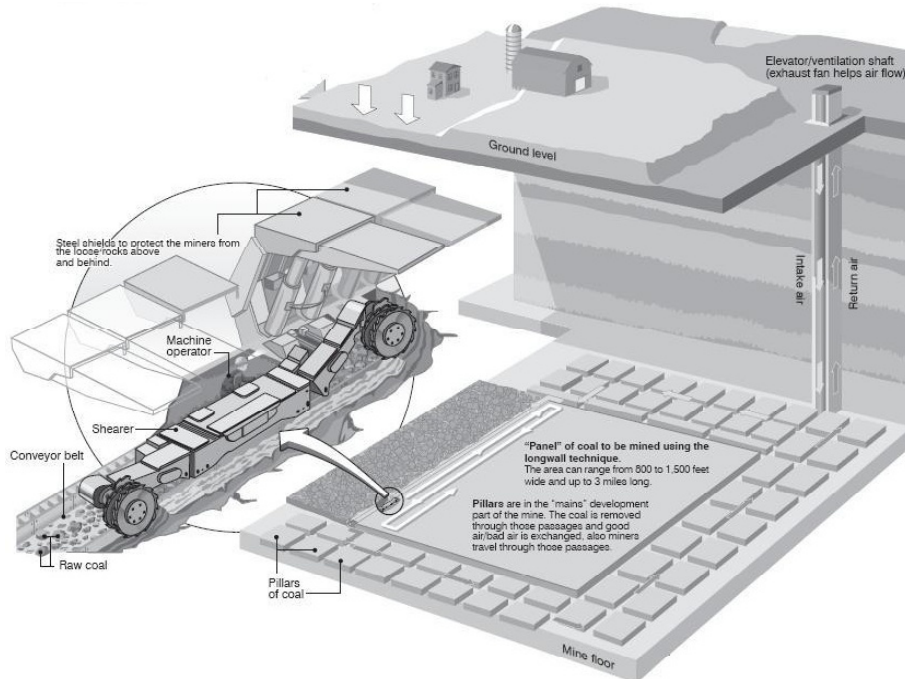
تونل حمل و نقل منتقل می‌شود. در سیستم‌های مکانیزه حمل و نقل در داخل کارگاه استخراج توسط ناو زنجیری و یا ناوهای AFC¹ انجام می‌شود و سقف نزدیک جبهه کار به وسیله پایه‌های چوبی، تک پایه‌های فلزی، پایه‌های اصطکاکی، جک‌های هیدرولیکی و یا توسط وسایل نگهداری قابل انعطاف قدرتی که توان تحمل بار زیادی دارند و از پایه و سپر تشکیل شده‌اند، نگهداری می‌شود. با پیشروی جبهه کار، ناو مخصوص جبهه کار و تجهیزات نگهداری با یک برنامه معین به سمت جلو حرکت می‌کنند و به سنگ‌های سقف در پشت تجهیزات نگهداری، امکان تخریب داده می‌شود. تخریب باعث می‌شود که از فشار زیاد ناشی از وزن طبقات بالایی بر روی وسایل نگهداری کاسته شود. لذا از تخریب وسایل نگهداری جلوگیری خواهد شد. منطقه تخریب شده را فضای تخریب² می‌نامند. در روش جبهه کار طولانی اغلب از دو نوع ماشین شیرر³ و رنده⁴ استفاده می‌شود. شیرر بیشتر در آمریکا و کشورهای اروپائی مورد استفاده قرار می‌گیرد. در آلمان بیشتر از رنده‌ها استفاده می‌شود (عطایی، ۱۳۸۴).

در شکل‌های ۳-۳ تا ۳-۴ نمائی از این روش استخراج نشان داده شده است.



شکل ۳-۳: نمائی از کارگاه استخراج جبهه کار بلند (Trent & Harrison, 1982)

- 1 Armored Face Conveyor
- 2 Gob
- 3 Shearer
- 4 Plough = Plow



شکل ۳-۴: سیستم جبهه کار بلند مکانیزه

۳-۵-۳- جهت پیشروی در روش جبهه کار بلند

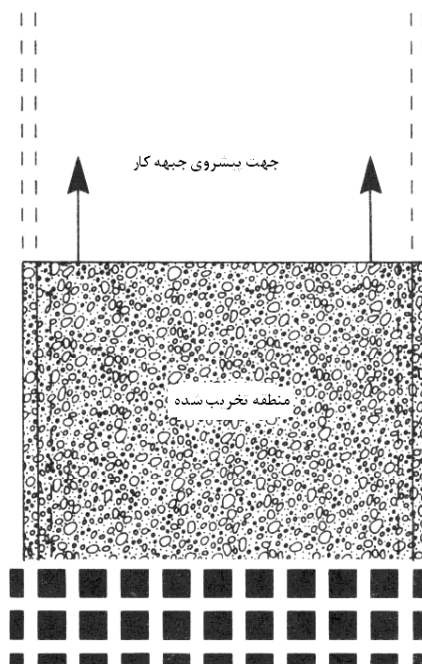
در این روش به دو طریقه پیشرو^۱ و یا پسرو^۲ ممکن است استخراج صورت گیرد.

۳-۵-۳-۱- روش جبهه کار بلند پیشرو

در این روش پس از ایجاد راهروهای اصلی پهنه، همزمان با استخراج زغالسنگ در جبهه کار، عملیات حفر راهروهای بالائی و پایینی نیز آغاز می‌شود. پیشروی راهروهای بالائی و پایینی جبهه کار کمی جلوتر از خود جبهه کار است. این عمل به منظور جلوگیری از تداخل کار حفر راهروها و عملیات استخراج انجام می‌شود. همزمان با پیشروی جبهه کار، عملیات دیوار چینی برای حفظ راهروهای بالائی و پایینی به منظور حمل زغالسنگ و تهویه در دو طرف جبهه کار انجام می‌شود (عطایی، ۱۳۸۴). در شکل ۳-۵ روش پیشرو نشان داده شده است.

¹ Advance Longwall

² Retreating Longwall



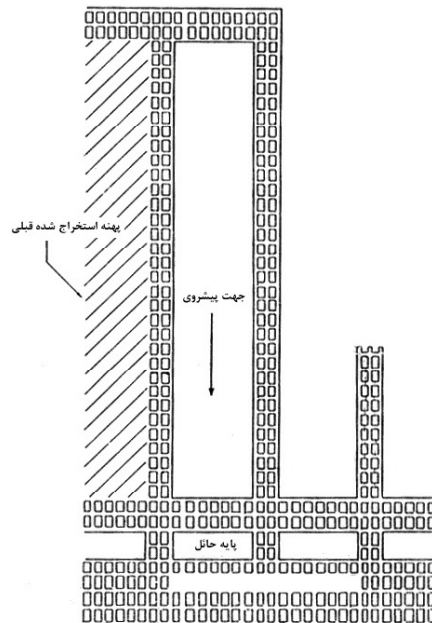
شکل ۳-۵: روش پیشرو

از مزایای روش پیشرو می‌توان به حجم کم آماده‌سازی‌ها قبل از استخراج زغالسنگ از جبهه‌کار، دسترسی آسان به زغالسنگ (استخراج زودتر)، و نیز گاز زدایی راحت‌تر از لایه زغالسنگ نام برد. از معایب روش پیشرو می‌توان به تعمیر و نگهداری مداوم راهروهای بالائی و پایینی که باید تا پایان عمر پهنه حفظ شوند و نیز امکان نشت هوا به قسمت استخراج شده وجود دارد.

۳-۵-۲- روش استخراج جبهه‌کار بلند پسرو

در این روش، ابتدا دو راهرو اصلی و فرعی در دو طرف پهنه‌ای که قرار است استخراج شود، حفر و تا انتهای پهنه پیش می‌روند. در این زمان پهنه استخراجی به طور کامل آماده‌سازی و راهروهای دو طرفشان هم به طور دائمی نگهداری می‌شوند. سپس این دو راهرو به هم متصل می‌شوند. خط اتصال این دو راهرو کارگاه استخراج را تشکیل می‌دهد. سپس در این کارگاه، استخراج به سمت عقب آغاز می‌شود و به طور تقریباً پیوسته برش‌های مکعب مستطیلی به طول معادل طول جبهه‌کار، ارتفاع تقریباً برابر ضخامت لایه و عرضی حدود ۶۰ تا ۸۰ سانتی‌متر از لایه برداشته و زغالسنگ آن بر روی ناو زنجیری ریخته می‌شود. این کار تا جایی ادامه پیدا می‌کند که تمامی پهنه به جز مقداری که برای پایه نگهدارنده تونل‌های اصلی معدن و حفظ و ثبات منطقه قرار است باقی گذاشته شود، استخراج

شده باشد. استخراج پسر و مزایای زیادی دارد و هر جا که امکان داشته باشد، به کار گرفته می‌شود. در شکل ۳-۶ روش پسر و نشان داده شده است (عطایی، ۱۳۸۴).



شکل ۳-۶: روش پسر و

روش پسر و دارای مزیت‌های زیر است (عطایی، ۱۳۸۴):

- کاهش ریسک به علت شناسائی شرایط زمین‌شناسی در طول کارهای آماده‌سازی؛ لذا امکان برخورد با شرایط غیر منتظره کم است.
- تعمیر و نگهداری راهرو در داخل زغالسنگ سالم ارزان‌تر از راهروهای است که در قسمت استخراج شده جاگذاری می‌شود.
- پس کشیدن وسایل و تجهیزات وقتی که کارگاه تمام می‌شود از طریق راهروهای سالم راحت‌تر است.
- عملیات آماده‌سازی از عملیات استخراج جداست و هیچ‌گونه تداخلی بین عملیات رخ نمی‌دهد. بنابراین راندمان و سرعت کار در هر مورد بیشتر است.
- در صورتی که زغالسنگ دارای خاصیت خودسوزی باشد، جدا کردن پهنه‌های استخراجی راحت‌تر و ساده‌تر صورت می‌گیرد (برای جلوگیری از خودسوزی زغالسنگ باید ارتباط هوا با زغالسنگ را قطع کرد).

- لایه‌های آبدار را می‌توان به صورت پسر و در امتداد بالارو استخراج کرد به طوری که آب وارد کارگاه نشود.
- تهویه کارگاه‌های پسر و راحت‌تر است زیرا نشر و هدر رفتن هوا خیلی کم است و اگر گاز متان نشر یافته باشد، همراه با هوا از طریق راهروهای انتهائی به بیرون فرستاده می‌شود.
- بیش از یک کارگاه استخراج می‌توان در هر طبقه احداث کرد.
- باربری در این روش خیلی ساده‌تر است.
- راهروهای که در منطقه تخریب قرار دارند، نیازی به نگهداری ندارند.

۳-۶- مشخصات اجرایی روش استخراج جبهه کار بلند مکانیزه در معدن شماره یک طبس

معدن شماره یک پروده طبس به عنوان نخستین معدن مکانیزه زغالسنگ ایران جهت تولید سالیانه ۱/۵ میلیون تن زغالسنگ در حال استخراج است. استخراج از این معدن با دو روش اتاق و پایه و جبهه کار بلند است و اجرای عملیات مکانیزه عملیات در دو روش فوق در حال انجام است. در واقع طرح نهایی معدن بر اساس اصول فنی و اقتصادی و در سایه تعامل بین وضعیت کانسار، تمایل به مکانیزاسیون عملیات و محدودیت‌های اجرایی شکل گرفت. بر طبق طراحی‌ها میزان تولید خروجی^۱ از بخش استخراج جبهه کار طولانی ۱/۲ میلیون تن در سال است.

در طرحی این معدن، استخراج لایه C₁ مدنظر است. ضخامت این لایه همان‌طور که قبلاً ذکر شد از ۲/۲ متر در بخش شمال شرقی محدوده معدن تا ۱/۴۵ متر در جنوب غربی آن متغیر است اما عمدتاً در محدوده ۱/۸-۲ متر قرار دارد. برای دسترسی به کانسار از سه بازکننده‌های مایل^۲ استفاده شده است و تونل شیب‌دار چهارم نیز از تونل شماره ۳ منشعب می‌شود. در زون اولیه ابتدا تونل‌های اصلی از رخنمون لایه C₁ با حداکثر شیب ۱۴ درجه حفاری شده و سپس محدوده‌ی پهنه‌های استخراج با انشعاب تونل‌های فرعی از تونل اصلی آماده سازی می‌شود. مجموع طول تونل‌های شیب‌دار اصلی ۱۳۵۰۰ متر است که ۵۰۰ هزار تن زغالسنگ خام در ضمن حفاری این تونل‌ها بدست می‌آید. تونل‌های شماره ۱ و ۴ هوای آلوده را از معدن خارج و تونل‌های ۲ و ۳ هوای تمیز وارد می‌کنند. تونل شماره ۲ علاوه بر ورود هوای تازه برای انتقال تجهیزات به داخل پهنه‌ها نیز مورد استفاده قرار

^۱ ROM

^۲ SLOPE

می‌گیرد. زغالسنگ استخراج شده از پهنه‌ها از طریق تونل شماره ۳ به سطح منتقل می‌گردد. تونل شماره ۴ بر خلاف سایر تونل‌ها به سطح زمین متصل نمی‌شود بلکه از فاصله‌ی حدود ۱۰۰ متری دهانه تونل ۳ شروع گردیده است. پهنه‌های استخراجی در دو طرف این تونل‌ها و در جهت تقریباً امتدادی قرار دارند. در مجموع، برای معدن ۲۷ کارگاه استخراج طراحی شده است. همچنین شیب لایه C₁ در محدوده معدن بین ۲۶-۵ درجه می‌باشد که در نواحی اولیه معدنکاری عمدتاً بین ۲۶-۱۱ درجه است از این‌رو کارگاه‌های استخراج نه در طول بزرگ‌ترین شیب بلکه با زاویه‌ای نسبت به آن در نظر گرفته می‌شود تا شیب کارگاه از ۱۴ درجه بیشتر نگردد. طول کارگاه استخراج در اولین پهنه ۲۰۰ متر و در بقیه پهنه‌ها ۲۲۰ متر می‌باشد. طول پهنه‌های استخراجی در حدود یک کیلومتر و بیشتر می‌باشد که به شیوه پسرو استخراج می‌گردند. غیر از پهنه اول که دارای دو تونل فرعی هستند، بقیه‌ی پهنه‌ها دارای سه تونل فرعی خواهد بود که از تونل‌های اصلی منشعب خواهد شد. از این سه تونل، آن‌که در قسمت پائینی قرار دارد تونل باربری اصلی^۱ و دو تونل دیگر گه در سمت دیگر پهنه قرار دارند، یکی برای ورود هوای تازه می‌باشد که به نام تونل ورود هوا (سرمیله) است و دیگری که هوای آلوده و غبار را به خارج منقل می‌کند تونل خروج هوا^۲ نامیده می‌شود.

پیشروی تونل‌ها در این معدن با استفاده از رودهدر^۳ و در محل‌های سنگی و سخت با چال‌زنی و آتش‌باری انجام می‌شود. برای حمل تجهیزات در تونل‌های شیب‌دار اصلی از وینچ‌هایی با قدرت بین ۹۰ تا ۱۵۰ کیلو وات استفاده می‌شود. کنترل سینه‌کارهای پیشروی و جبهه‌کارهای استخراج و نقاط حساس معدن به لحاظ ایمنی، گردو غبار و تصاعد گاز متان از طرق یک سیستم مانیتورینگ پیشرفته با استفاده از سنسورهای نصب شده در نقاط حساس معدن و انتقال آن به اطاق فرمان انجام می‌گیرد. هوای داخل معدن با استفاده از بادبزن‌هایی با دبی هوای ۲۳۰ متر مکعب در ثانیه تهویه می‌شود. فشار بادبزن‌ها حدود ۷۰۰۰ پاسکال است که به صورت ۲۴ ساعته ماکزیمم هوای مورد نیاز در افق‌های پائین را تامین خواهند نمود.

سطح مقطع حفاری ورودی‌های اصلی معدن ۱۷/۶ متر مربع و سطح مقطع حفاری تونل باربری هر پهنه ۱۸/۴ متر مربع و سطح مقطع تونل‌های هوا ۱۳/۴ متر مربع است.

¹ maingate
² returngate
³ Roadhedr

نگهداری تونل‌ها توسط پیچ‌سنگ و قاب فلزی قوسی و در نقاط پر فشار توسط سیستم بتن مسلح تقویت می‌شود. سقف تونل‌های باربری با استفاده از آرک‌های فلزی با سطح مقطع ۱۵/۵ متر مربع نگهداری می‌شود. به طور کلی چهار نوع نگهداری در معادن طبس مورد استفاده قرار می‌گیرد که عبارت است از:

- قاب‌های قوسی فلزی با بست‌های کشویی.

- پیچ‌سنگ.

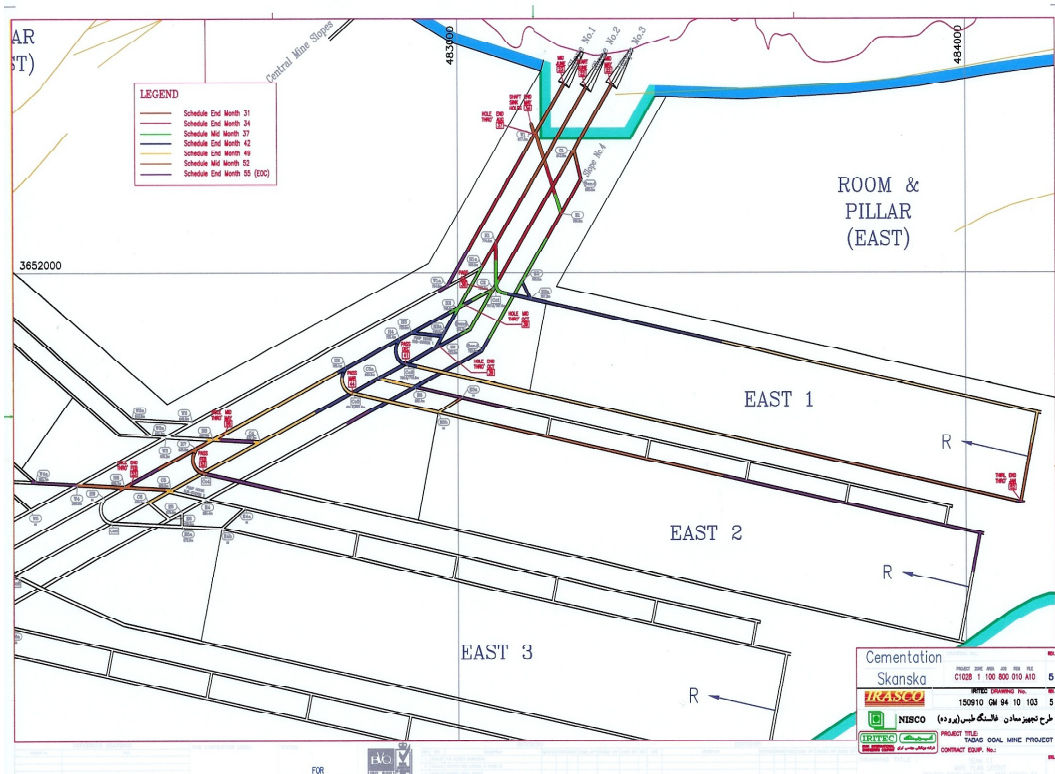
- ترکیبی از دو نوع ذکر شده قبل.

- قاب‌های فلزی جهت نگهداری تقاطع‌ها.

قاب‌های فلزی مورد استفاده در طبس از نوع V29TH می‌باشد. در هر متر از سقف تونل باربری اصلی ۱۳ عدد پیچ‌سنگ در دو ردیف ۷ تایی و ۶ تایی نصب می‌شود و علاوه بر آن ۲ عدد پیچ‌سنگ فلزی در قسمت پائین دیواره و ۳ عدد پیچ‌سنگ پلاستیکی نیز در قسمت بالای دیواره نصب می‌شود. بنابراین ۱۸ عدد پیچ‌سنگ در هر متر از تونل باربری اصلی نصب می‌شود. در زیرمیله نیز همان الگوی تونل باربری اصلی برای نصب پیچ‌سنگ‌ها رعایت می‌شود، با این تفاوت که پیچ‌سنگ‌های پلاستیکی در هر دو ردیف دیواره تونل نصب می‌شوند. نگهداری تونل خروجی هوا با استفاده از قاب فلزی خواهد بود (مجله نظام مهندسی معدن، ۱۳۸۷). شکل ۳-۷ نمایی از طرح پهناهای معدن زغالسنگ طبس را نشان می‌دهد.

۳-۶-۱- تجهیزات معدن زغالسنگ شماره یک طبس

از آنجایی که این معدن کاملاً مکانیزه است از این‌رو در انتخاب تجهیزات حداکثر راندمان تولید و ایمنی مدنظر قرار داشته است. همچنین جهت انسجام عملیات تولید در درون کارگاه استخراج سعی شده است تا هماهنگی کامل در طراحی و ساخت تجهیزات بکاربرنده در عملیات سه‌گانه تولید به وجود آید. از این‌رو سه شرکت عمده‌ای که سازنده سه‌گانه استخراج، باربری و نگهداری بوده‌اند، در هماهنگی و تعامل با یکدیگر و بر حسب شرایط معدن شماره یک مجموعه‌ای را جهت کار در این معدن ارائه کرده‌اند.



شکل ۳-۷: طرح استخراجی معدن زغالسنگ طبس (Tabas Basic Design, 2005)

۳-۶-۱-۱- شیر

در معدن شماره یک از شیر دو طبلیکه با بازوهای متحرک موسوم به DERDS^۱ که متداول‌ترین و پیشرفته‌ترین نوع شیر می‌باشد، بعنوان سیستم استخراج استفاده می‌شود. این شیر ساخت کارخانه فارمیر^۲ لهستان است. وزن آن ۳۵/۲ تن بوده و توسط برق 1100V/50HZ تغذیه می‌شود. کل توان نصب شده در این شیر ۶۰۰ کیلو وات و میزان آب مورد نیاز آن ۲۲۰ لیتر در دقیقه است. طبلیک‌های این شیر به قطر ۱/۶ متر می‌باشند. ارتفاع استخراج می‌تواند ۳/۴-۱/۷ متر باشد. عمق هر برش ۰/۸ متر بوده و ظرفیت استخراج این شیر تا ۱۲۳۵ تن در ساعت است. ضخامت لایه زغالسنگ در این معدن و عملکرد مناسب شیرها در چنین ضخامتی را می‌توان مهم‌ترین عامل انتخاب شیر جهت استخراج در این معدن برشمرد. ضمن این‌که شیرها از ظرفیت استخراج بیشتری نسبت به سایر سیستم‌های استخراجی برخوردارند. از سوی دیگر انتخاب شیر با مشخصات فوق، انعطاف پذیری و کارایی لازم در برابر تغییر شرایط از جمله ضخامت لایه را داراست و در هماهنگی با

^۱ Double-Ended Ranging Drum Shearer

^۲ Farmur

سیستم‌های باربری و نگهداری، دستیابی به حداکثر راندمان تولید را میسر می‌سازد (Tabas Coal mine project, 2005).

۳-۶-۱-۲- ناو زره‌دار (AFC)

در این معدن از ناو زره‌دار انعطاف پذیر بعنوان سیستم باربری استفاده می‌شود. این ناو زره‌دار ساخت کارخانه ریفاما^۱ لهستان است. این ناو زره‌دار نیز در تابعیت از سیستم برق کلی معدن توسط برق $1100V/50HZ$ تغذیه می‌شود. سیستم استقرار زنجیرها بصورت دو زنجیر در وسط ناو و سرعت حرکت سیستم $1/3$ متر در ثانیه است. هر قطعه از ناو^۲ دارای عرض 842 میلیمتر و طول $1/5$ متر می‌باشد. طول نوار نقاله^۳ در انطباق با طول کارگاه استخراج متغیر است. بطور کلی توان دستگاه نیز بر حسب شرایط متفاوت می‌باشد. حداکثر ظرفیت باربری این سیستم بطور تئوری 1500 تن در ساعت و ظرفیت متوسط آن 1000 تن در ساعت است (Tabas Coal mine project, 2005).

۳-۶-۱-۳- سپر^۴

در معدن شماره یک از سپر دو پایه بعنوان سیستم نگهداری استفاده می‌شود. این دو پایه بین صفحه پایه و کانوپی^۵ قرار دارند. این سپرها ساخت کارخانه فازوس^۶ لهستان می‌باشند. اگر چه تعدادی از این شیلدها که در نزدیکی افق بالای کارگاه استخراج بکار می‌روند (جهت حفاظت بیشتر) تفاوت‌هایی جزئی دارند اما می‌توان مشخصات کلی آن‌ها را یکسان در نظر گرفت. همچنین جهت حفاظت افق پایین از یک نگهداری قدرتی ویژه به وزن تقریبی 52 تن استفاده می‌شود. وزن هر شیلد بکاربرنده در طول جبهه کار در حدود 14 تن و شیلدهای نزدیک افق بالا در حدود $15/5$ تن می‌باشد. عرض صفحه نگهدارنده کلیه شیلدها $1/5$ متر است. ارتفاع آن‌ها در حالت بسته حداقل 1 متر و در حالت باز حداکثر $2/8$ متر بوده و ارتفاع عملیاتی آن‌ها $2/7-1/3$ متر می‌باشد. میزان پیشروی آن‌ها در هر مرحله تا $0/8$ متر می‌باشد. این شیلدها تا شیب 15 درجه قابل بکارگیری‌اند و در کارگاه اول تعداد 110 عدد سرتا سر کارگاه را نگهداری می‌کنند (Tabas Coal mine project, 2005).

1 Ryfama
2 Pan
3 Conveyor
4 Shield
5 canopy
6 Fazos

در این معدن با توجه به وضعیت سقف نسبتاً ضعیف آن، احتمال ریزش و ورود سنگ‌ها از منطقه تخریب شده به داخل فضای کارگاه استخراج می‌رود بنابراین بکارگیری شیلدها ضمن ارائه مقاومت مناسب در برابر فشار سقف، حداکثر ایمنی را بدلیل ممانعت از ورود توده تخریبی تأمین می‌نماید و از سوی دیگر بکارگیری شیلدها بدلیل عدم وجود اطلاعات کافی پیرامون تأثیر تنش‌های افقی در منطقه منطقی بنظر می‌رسد زیرا شیلدها علاوه بر کنترل حرکات قائم سقف، در مقابل نیروهای افقی وارده نیز مقاومت مناسبی از خود نشان می‌دهند و پایداری مناسب‌تری نسبت به سایر انواع نگهداری‌های قدرتی دارند. این ویژگی با وجود سقف بلاواسطه ضعیف و ریزشی لایه C_1 اهمیت ویژه‌ای می‌یابد. علاوه بر انطباق مشخصات شیلدها با شرایط سقف در این معدن بکارگیری شیلدها باعث کاهش افت زمان و هزینه تعمیر و نگهداری می‌گردد که با توجه به عدم وجود تجربه مشابه در کشور ما این امر عامل مهمی در گسترش شیلدها می‌باشد. در مجموع می‌توان انطباق شرایط بکارگیری شیلدها با ویژگی‌های این معدن، انعطاف‌پذیری بیشتر، پایداری بیشتر و کاهش هزینه تعمیر و نگهداری و راندمان تولید بیشتر را از جمله مهم‌ترین دلایل انتخاب شیلد در این معدن دانست. همچنین بکارگیری شیلد از جهت انطباق‌پذیری با سیستم‌های باربری و استخراج جهت دستیابی به حداکثر راندمان تولید و ایمنی مناسب در این معدن بسیار مناسب به نظر می‌رسد (محمودی، ۱۳۸۴).

۳-۷- طراحی پایه‌های جبهه‌کار بلند مکانیزه معدن زغالسنگ طبس به روش تجربی

با توجه به آن‌چه که در فصل دوم برای تعیین ابعاد پایه‌های زنجیری و حائل در معادن زغالسنگ به روش جبهه‌کار بلند بیان شده است در این بخش از تحقیق برای تعیین ابعاد پایه‌های زنجیری در معدن زغالسنگ طبس، مقاومت پایه با استفاده از روش مقاومت پایه مادن (Madden, 1988) و نرم افزار ALPS، و رابطه بیناوسکی که همگی از روش‌های تجربی است محاسبه شده است سپس با تقسیم مقاومت پایه بر بار وارد بر پایه، ضریب ایمنی تعیین گردیده است. انتخاب رابطه مادن به عنوان مبنای اصلی محاسبه مقاومت پایه به این دلیل است که این رابطه اصولاً برای پایه‌هایی که نسبت عرض به ارتفاع آن‌ها بیشتر از ۵ است ارائه شده است و از آنجایی که ابعاد پایه‌های موجود در طرح طبس به صورتی است که این نسبت از ۵ بیشتر است منطقی به نظر می‌رسد. لازم به ذکر است که برای تعیین ابعاد پایه حائل از روش معادن زغالسنگ بریتانیا و نرم افزار ALPS استفاده شده است.

۳-۷-۱- محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری با استفاده از رابطه مادن

برای محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری به روش تجربی از عمق ۱۰۰ متر به بعد هر ۵۰ متر تا عمق ۶۰۰ متر، ابعاد پایه‌ها محاسبه شده است. بدین منظور بار وارد بر سیستم پایه‌ها با توجه جداول ۲-۵ و ۲-۶ محاسبه و سپس مقاومت پایه با رابطه مادن با توجه به پارامترهای جدول ۳-۶ در هر عمق محاسبه شده است. با انتخاب عرض پایه زنجیری در هر عمق با روش سعی و خطا، عرض پایه برای ضریب اطمینان ۱/۶ محاسبه است. ضریب اطمینان از تقسیم مقاومت پایه بر بار وارد بر پایه محاسبه می‌شود. سیستم طبقه بندی سقف^۱ در معدن شماره یک نشان می‌دهد که سقف لایه زغالسنگ C₁ در رده سقف‌های ضعیف بوده و عمدتاً دارای سنگ‌هایی با مقاومت کمتر از ۵۶ مگاپاسکال است. به عنوان مثال این محاسبات برای عمق ۱۵۰ متر در ادامه آورده شده است. ابعاد پایه‌ها با توجه به عمق‌های مختلف (H) در جدول ۳-۷ در صفحه ۶۸ بیان شده است.

جدول ۳-۶: اطلاعات مربوط به معدن شماره یک طبس (Tabas Basic design, 2005)

پارامتر	مقدار	پارامتر	مقدار
ارتفاع پایه	۳/۲ متر	طول پایه	۱۰۰ متر
عرض پایه	متغیر	مقاومت برجای نمونه‌های زغالسنگ	۶/۶۲ مگاپاسکال
ارتفاع از سطح زمین	متغیر (فواصل ۵۰ متر)	عرض میان‌برها	۴/۵ متر
متوسط زاویه برش	۱۷ درجه	وزن حجمی روباره	۲/۶ کیلوگرم بر متر مکعب
عرض راهرو	۴/۵ متر	تعداد راهروهای بین دو پهنه	۳ راهرو

الف: انتخاب عرض پایه ۲۰ متر، با توجه به جداول ۲-۴ و ۲-۵ بار وارد بر پایه برابر است با:

$$F = 9.81 \times 2.6 \times [(2 \times 20 + 4.5) \times 150 + 150^2 \times \tan 17] \frac{(100 + 4.5)}{2 \times 20 \times 100} = 8.94 \text{ Mpa}$$

ب) مقاومت پایه بر اساس رابطه مادن

$$\sigma = 6.62 \frac{5^{-5.939}}{6400^{0.0667}} \left[\frac{.5939}{2.5} \left[\left(\frac{7.81}{5} \right)^{2.5} - 1 \right] + 1 \right] = 11.85 \text{ Mpa}$$

ج) ضریب اطمینان برابر است با:

¹ Coal Mine Roof Rating

$$\frac{11.85}{8.94} = 1.32$$

از آنجایی که این ضریب اطمینان کمتر از $\frac{1}{6}$ است باید عرض پایه بزرگتری انتخاب شود. با انتخاب عرض ۲۳ متر بار وارد بر پایه برابر با $\frac{8}{3}$ مگاپاسکال و مقاومت پایه برابر با $\frac{13}{47}$ مگاپاسکال است. بنابراین ضریب اطمینان برابر است با:

$$\frac{13.47}{8.3} = 1.63$$

از آنجایی که ضریب اطمینان بدست آمده نزدیک به $\frac{1}{6}$ است عرض پایه مناسب است. با افزایش عمق، بار وارد بر پایه‌های زنجیری افزایش می‌یابد بنابراین هر چه به سمت اعماق بیشتر پیش برویم باید ابعاد پایه‌ها را بزرگتر در نظر گرفت. در نتیجه با افزایش عمق، نسبت عرض به ارتفاع پایه افزایش می‌یابد و بهتر است از پایه‌های مربعی استفاده شود.

۳-۷-۲- تحلیل پایداری پایه‌های زنجیری با استفاده از نرم افزار ALPS

نرم افزار ALPS یک برنامه کامپیوتری تحت ویندوز است که برای تحلیل پایداری پایه‌های جبهه کار بلند توسط مؤسسه ملی ایمنی و سلامتی کار آمریکا (NIOSH)^۱ طراحی شده است. این برنامه کامپیوتری شامل سه مرحله اصلی است.

الف: محاسبه بار وارد بر پایه‌ها در حین عملیات استخراجی

ب: محاسبه ظرفیت باربری سیستم پایه‌ها

ج: محاسبه ضریب پایداری با مقایسه بار وارد بر پایه و ظرفیت باربری سیستم پایه.

رشد و توسعه نرم افزار از ۱۰۰ مطالعه موردی معادن از نتایج آنالیز برگشتی مورد پشتیبانی قرار گرفته است. مهم‌ترین و اصلی‌ترین کار در نرم افزار محاسبه ضریب پایداری است در این بخش ۵ مرحله بارگذاری باید مشخص شود (NIOSH, 2003).

۱- بارهای گسترده: در واقع بار وارد بر سیستم پایه‌هاست قبل از این که جبهه کار بلند پسروی کند.

این بار با استفاده از تئوری سطح تاثیر قابل محاسبه است.

۲- بارهای وارد بر راهروهای بالایی پهنه: در واقع مجموع بارهای گسترده و فشارهای مرزی جلویی اولین پهنه هستند.

¹ National Institute of Occupational Safety and Health

۳- بارهای وارد بر راهروهای برگشت هوا: این بارها برابرند با بارهای گسترده بعلاوه فشارهای مرزی جانبی اولین پهنه.

۴- بارهای وارد بر راهروهای پائینی پهنه: این بارها مشتمل بر بارهای گسترده بعلاوه فشارهای مرزی جانبی اولین پهنه و فشارهای مرزی جلویی دومین پهنه هستند.

۵- بارهای مستقل^۱، که در واقع بار وارد بر سیستم پایه‌هاست زمانی که پایه‌ها بین دو پهنه استخراج شده قرار بگیرند و مقدار آن برابر است با، بارهای گسترده بعلاوه فشارهای مرزی جانبی مربوط به پهنه‌های طرفین سیستم پایه‌ها.

داده‌های خروجی نرم افزار شامل ۵ مورد است:

۱- نمایش پارامترهای ورودی

۲- ضریب پایداری

۳- ظرفیت باربری سیستم پایه‌ها

۴- بار وارد بر طول هر راهرو^۲

۵- بار وارد بر پایه‌های انفرادی

این نرم افزار قابلیت ترسیم نمودارهای ارتفاع راهرو، عمق قرارگیری، عرض پهنه و فاصله مرکز به مرکز میان‌برها را نسبت به ضریب پایداری داراست. داده‌های ورودی به نرم افزار ALPS عبارتند از: عرض پهنه، عرض راهرو، ارتفاع راهرو، طول پایه، عرض میان‌بر^۳، فاصله مرکز به مرکز میان‌برها، عمق قرارگیری از سطح زمین، تعداد راهروها، مقاومت برجای زغالسنگ، وزن حجمی روباره، ضریب پایداری، سرمیله، زیرمیله، راهروهای تهویه، شاخص امتیاز سقف معدن.

مبنای محاسبات این نرم افزار روش مارک و بیناوسکی است (NIOSH, 2003).

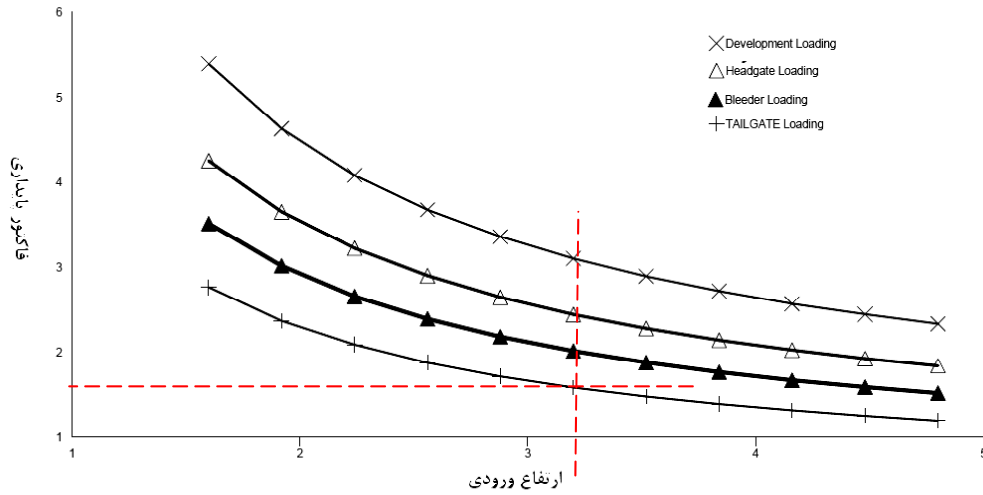
همانند بخش ۳-۷-۱ به ازای هر ۵۰ متر عمق ابعاد پایه‌های زنجیری بر اساس اطلاعات جدول ۳-۶ و در نظر گرفتن ضریب اطمینان ۱/۶ برای زیرمیله (بحرانی ترین مرحله بارگذاری مربوط به زیر میله است) محاسبه و نتایج تحلیل پایداری پایه‌ها در جدول ۳-۷ بیان شده است. در شکل‌های ۳-۸ تا ۳-۳

¹ Isolated Loading

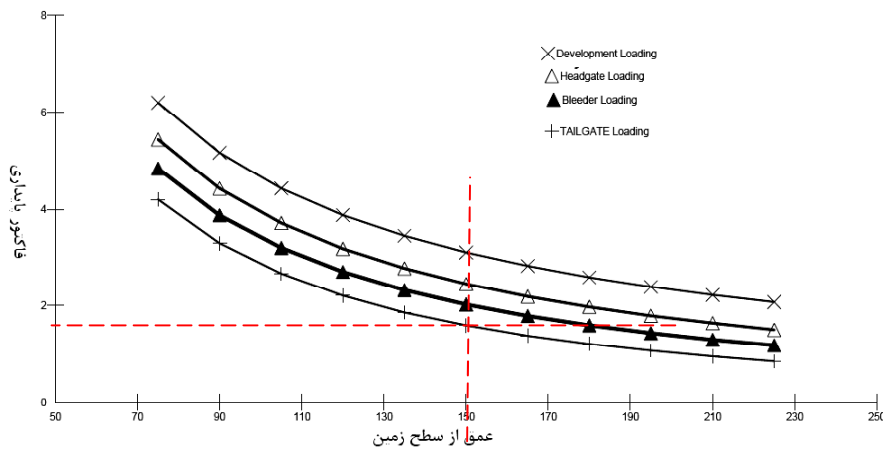
² Entry

³ Cross cut

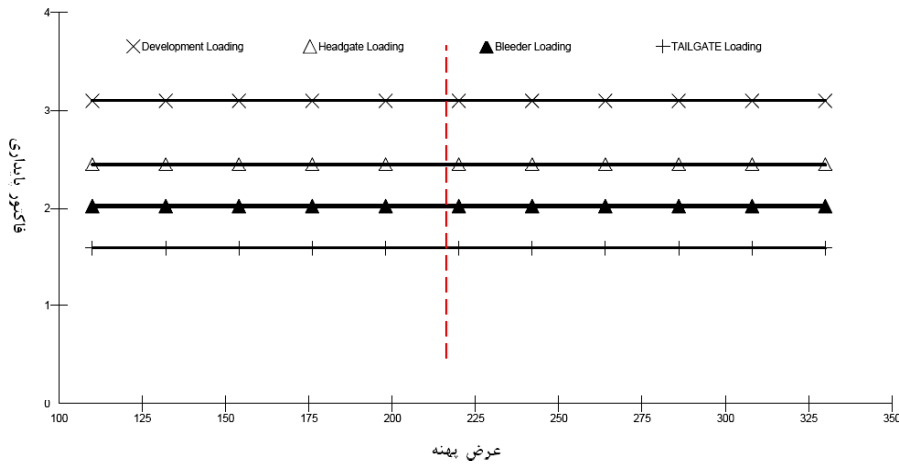
۱۱ ضریب پایداری بر حسب ارتفاع راهرو، عمق قرارگیری، عرض پهنه، فاصله مرکز به مرکز میان‌برها برای عمق ۱۵۰ متر رسم شده است.



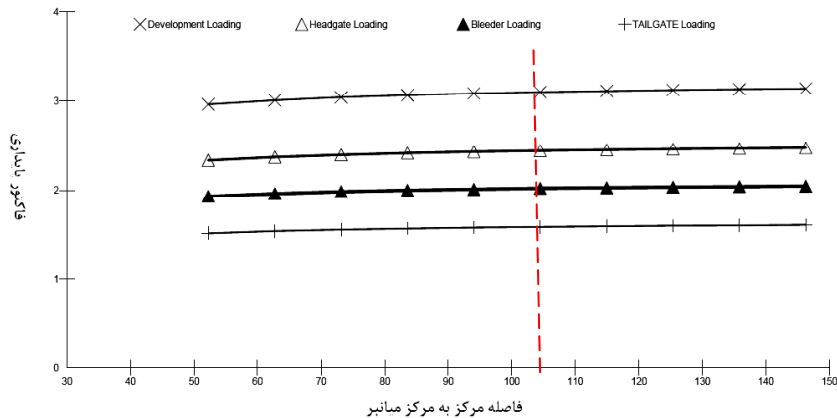
شکل ۳-۸: ارتفاع راهرو (متر) نسبت به ضریب پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵ متر



شکل ۳-۹: ضخامت روباره (متر) نسبت به ضریب پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵ متر



شکل ۳-۱۰: عرض پهنه (متر) نسبت به ضریب پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵



شکل ۳-۱۱: فاصله میان‌برها (متر) نسبت به ضریب پایداری برای پایه‌های زنجیری با عرض ۱۵ متر

با توجه به این شکل‌ها واضح است که ضریب پایداری برای بارهای آماده‌سازی، بارهای سرمیله، بارهای راهروهای تهویه، از بارهای زیرمیله بیشتر است. از شکل ۳-۱۰ و ۳-۱۱ نیز می‌توان به این نتیجه رسید که طول پایه و نیز عرض پهنه تاثیر قابل ملاحظه‌ای در افزایش ضریب پایداری ندارند و منحنی‌های مربوطه به صورت خط راست است.

۳-۷-۳- محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری با استفاده از رابطه بیناوسکی

برای محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری با استفاده از رابطه بیناوسکی، ابتدا مقاومت پایه با استفاده از فرمول بیناوسکی جدول ۲-۶ و سپس بار وارد بر پایه‌ها با استفاده از جداول ۲-۵ و ۲-۶ و نیز با توجه به پارامترهای جدول ۳-۶ در هر عمق محاسبه شده است. با تقسیم مقاومت پایه بر بار وارده ضریب

اطمینان محاسبه می‌شود این کار با روش سعی و خطا به نحوی انجام می‌شود که ضریب اطمینان برابر با ۱/۶ شود. نتایج محاسبات در جدول ۳-۷ بیان شده است.

۳-۷-۴- ابعاد پایه‌های زنجیری در معدن زغالسنگ طبس

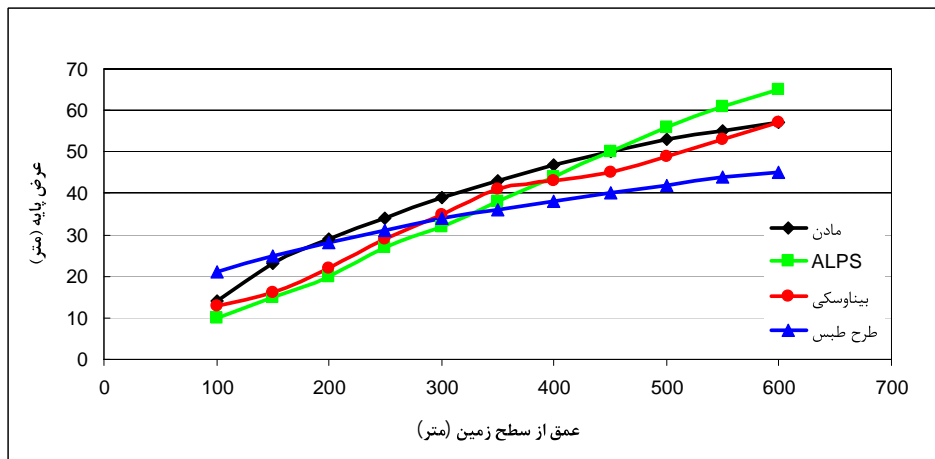
ابعاد پایه‌های زنجیری طراحی شده در معدن شماره یک طبس در جدول ۳-۷ آورده شده است. ابعاد پایه‌ها با استفاده از رابطه مادن و بار وارد بر پایه توسط تئوری سطح تاثیر محاسبه شده است در این طراحی، بار حاصل از منطقه تخریب بر روی پایه در نظر گرفته نشده است (Tabas Coal mine project, 2005).

۳-۷-۵- مقایسه ابعاد پایه‌های زنجیری توسط روش‌های مختلف

در جدول ۳-۷ ابعاد پایه‌های زنجیری محاسبه شده در این تحقیق و نیز ابعاد پایه‌های زنجیری طراحی شده در معدن زغالسنگ طبس بیان و در شکل ۳-۱۲ مقایسه شده است.

جدول ۳-۷: نتایج محاسبه ابعاد پایه‌های زنجیری توسط روش‌های مختلف

۶۰۰	۵۵۰	۵۰۰	۴۵۰	۴۰۰	۳۵۰	۳۰۰	۲۵۰	۲۰۰	۱۵۰	۱۰۰	H (متر) w
۵۷	۵۵	۵۳	۵۰	۴۷	۴۳	۳۹	۳۴	۲۹	۲۳	۱۴	مادن
۶۵	۶۱	۵۶	۵۰	۴۴	۳۸	۳۲	۲۷	۲۰	۱۵	۱۰	ALPS
۵۷	۵۳	۴۹	۴۵	۴۳	۴۱	۳۵	۲۹	۲۲	۱۶	۱۳	بیناوسکی
۴۹	۴۷	۴۵	۴۳	۴۱	۳۹	۳۶	۳۴	۲۸	۲۵	۲۳	طرح طبس



شکل ۳-۱۲: مقایسه نتایج روابط طراحی پایه‌های زنجیری

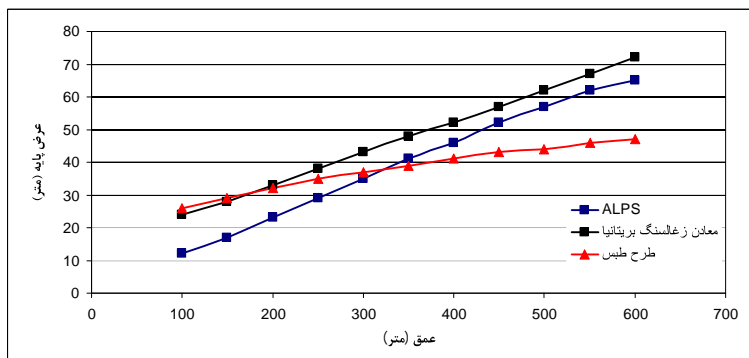
با توجه به شکل ۳-۱۲ نتیجه می‌شود که ابعاد پایه محاسبه شده برای اعماق کمتر از ۳۵۰ متر توسط روش ALPS کمتر از سایر روش‌ها است در حالی که از این عمق به بعد، ابعاد پایه محاسبه شده بیشتر از سایر روش است دلیل این امر آن است که با افزایش عمق، بار قابل توجهی بر پایه وارد می‌شود. ابعاد پایه طراحی شده معدن طبس از عمق ۳۵۰ متر به بعد کمتر از سایر روش‌ها است و علت آن استفاده از روش تئوری سطح تاثیر در محاسبه بار وارده است.

۳-۸- محاسبه ابعاد پایه‌های حائل

پایه‌های حائل پایه‌هایی هستند که در دو انتهای کارگاه استخراج بر جای گذاشته می‌شوند. در طراحی معدن طبس این گونه پایه‌ها به پایه‌هایی اطلاق می‌شود که به صورت امتدادی در کنار یکی از پهنه‌ها امتداد یافته است. برای محاسبه ابعاد این پایه‌ها از روش APLS و قانون سرانگشتی معادن زغالسنگ بریتانیا ($W_b = 1.1H + 13.7$) که در آن H: عمق از سطح زمین، W_b : عرض پایه حائل و تمام پارامترها بر حسب متر است) استفاده شده است و نتایج در جدول ۳-۸ آورده شده است.

جدول ۳-۸: نتایج محاسبه ابعاد پایه‌های حائل توسط روش‌های مختلف

(m) H		W(m)									
۶۰۰	۵۵۰	۵۰۰	۴۵۰	۴۰۰	۳۵۰	۳۰۰	۲۵۰	۲۰۰	۱۵۰	۱۰۰	ALPS
۶۵	۶۲	۵۷	۵۲	۴۶	۴۱	۳۵	۲۹	۲۳	۱۷	۱۲	معدن زغالسنگ بریتانیا
۷۲	۶۷	۶۲	۵۷	۵۲	۴۸	۴۳	۳۸	۳۳	۲۸	۲۴	طرح طبس
۴۷	۴۶	۴۴	۴۳	۴۱	۳۹	۳۷	۳۵	۳۲	۲۹	۲۶	



شکل ۳-۱۳: مقایسه فرمول‌های طراحی پایه حائل

در شکل ۳-۱۳ ابعاد پایه‌های حائل برای فرمول‌های مختلف نسبت به اعماق متغییر رسم شده است. با توجه به این شکل ابعاد پایه محاسبه شده توسط معادن زغالسنگ بریتانیا بیش از سایر روش‌هاست. برای اعماق بیشتر از ۳۵۰ متر ابعاد پایه طراحی شده برای معدن طبس، و برای اعماق کمتر از ۳۵۰ متر ابعاد پایه محاسبه شده توسط روش ALPS، کمتر از دو روش دیگر است.

۳-۹- نتیجه گیری

در این فصل از تحقیق به طراحی تجربی ابعاد پایه‌های زغالسنگ جبهه کار بلند در عمق‌های متغییر توسط روابط مختلف پرداخته شده است که منجر به نتایج زیر شده است:

- با مقایسه ابعاد محاسبه شده در این تحقیق و ابعاد طراحی شده در طرح تجهیز معدن زغالسنگ طبس، ذکر این نکته ضروری است که کوچک بودن ابعاد پایه‌های محاسبه شده در طرح معدن به این دلیل است که تنش وارد بر پایه فقط از طریق تئوری سطح تاثیر محاسبه شده است و تنش حاصل از منطقه تخریب بر روی پایه‌ها در نظر گرفته نشده است.

- ابعاد محاسبه شده در این تحقیق برای عمق ۲۰۰ متر در مورد پایه‌های زنجیری برابر با ۲۹ متر و برای پایه حائل توسط روش ALPS برابر با ۲۳ متر است.

با توجه به محدودیت فرمول‌های تجربی و استفاده روز افزون از روش‌های عددی در فصل چهارم به تحلیل عددی ابعاد پایه‌های حائل و زنجیری معدن زغالسنگ طبس در عمق ۲۰۰ متر پرداخته شده است.

فصل چهارم:

مدلسازی عددی پایه های زنجیری

۴-۱- مقدمه

امروزه روش های عددی در طراحی سازه های معدنی و عمرانی به عنوان یک روش تحلیل فوق العاده ارزشمند، به طور وسیعی مورد استفاده قرار گرفته اند. با کاربرد روش های عددی امکان حل مسائل بسیار پیچیده که پیش از این قابل حل نبودند فراهم می گردد. یک مهندس به منظور طراحی سازه دو راه را پیش رو دارد، این که از روش های مقایسه ای و تجربه ای استفاده نماید که در این صورت دقت عملیات کم و زمان آن طولانی خواهد بود و یا این که از روش های محاسبات عددی بهره گیرد که در این صورت نیز مشکل برنامه ریزی دقیق کامپیوتری پیش خواهد آمد. در روش های عددی، مدل سازی یک محیط با اعمال فرضیات زیادی صورت می گیرد. چگونگی اعمال این فرضیات و تعبیر نتایج بستگی به هدف مدل سازی دارد، اما علت استفاده از روش های عددی، دست یافتن به یک تحلیل سودمند و مورد اطمینان است. نحوه انتخاب یکی از این روش های عددی به شرایط فنی و زمین شناسی طرح و نیز تجربه مهندسی بستگی دارد. این روش ها شامل روش های اجزاء محدود (المان های محدود)، تقاضل محدود برای طراحی سازه های زیرزمینی با محیط پیوسته و نیز روش المان های مرزی برای توده های سنگی بلوکی و آنیزوتروپ می باشند. در ادامه به شرح مختصری از این روش ها پرداخته شده است.

۴-۲- روش المان های محدود^۱

در روش المان های محدود کل سازه به شبکه های کوچک تری به نحوی که هر المان از نظر مشخصات رفتاری در یک ناحیه خاص قرار گیرد تقسیم می شود. این المان ها در نقاط گرهی به هم متصل هستند. هر المان توسط گره های اطراف خود تعریف شده و ارتباط بین آن ها از طریق گره های

^۱ Finite Element Method

مشترک بوده و باید مشخصات هندسه سازه ای و رفتاری هر المان تعریف شود. جابجایی ها در گره ها محاسبه می شوند. جابجایی هر نقطه داخل المان بستگی به جابجایی گره ها با یک سری فرضیات خاص دارد (Jing and Hudson, 2002).

۴-۳- روش المان های مرزی^۱

بر خلاف روش المان های محدود، در روش المان های مرزی نیازی به تقسیم ناحیه مورد نظر به المان ها نیست، زیرا در این روش توابع مورد استفاده برای تخمین جواب در داخل ناحیه مورد نظر به نحوی انتخاب می شوند که دقیقاً در معادلات دیفرانسیل حاکم صدق نمایند. لذا، صرفاً نیاز به برقراری شرایط مرزی خواهد بود.

در این جا واکنش المان ها نسبت به شرایط بارگذاری شده خارجی محاسبه شده و رفتار المان های مرزی بر اساس معادلات دیفرانسیل جزئی شبیه سازی شده و تحلیل می شود و اگر مقادیر تنش ها و تغییر شکل در داخل محیط مورد نظر را خواسته باشیم از معادلات دیفرانسیل جزئی به دست می آید. این روش یک روش کلی است و انعطاف پذیری روش FEM را ندارد و به آسانی قابل فهم نمی باشد. برای فهم آن باید پیچیدگی ها و مسائل ریاضی را در سطح بالا درک نمود. استفاده از این روش به تدریج رو به افزایش است.

مزیت این روش این است که ابعاد مسئله به میزان یک مرتبه کاهش می یابد. لذا بجای المان بندی حجمی تنها نیاز به استفاده از المان بندی بر روی سطح می باشد. این به آن معنی است که تعداد مجهولات خصوصاً در مورد مسائل سه بعدی به نحو قابل توجهی کاهش خواهد یافت. این امر خود ناشی از آن است که مجهولات مسئله صرفاً بر روی مرز آن واقع است. مزیت دیگر روش، برقراری کامل تعادل در هر جایی از ناحیه مورد نظر می باشد که به معنای امکان بررسی آسان محیط های نامحدود است (Jing and Hudson, 2002).

¹ Boundary Element Method

۴-۴- روش المان های مجزا^۱

روش المان های مجزا (DEM) بر اساس فرض توده سنگ به عنوان یک محیط ناپیوسته می باشد و بنابراین تأثیر عوارض ساختاری نظیر درزه های سنگی، لایه بندی، گسل و انواع ناپیوستگی های قابل بحث و بررسی است. وقتی محیط بارگذاری می شود تغییرات نیرو در سطوح همجوار با زمان شروع می شود و معادلات تعادل دینامیکی برای هر المان بصورت تکراری حل می شود تا اینکه قوانین موجود در سطح و شرایط مرزی مسئله ارضا شود.

در سطوح جدیدتری این روش، المان ها می توانند مانند روش اجزای محدود دارای هر شکل دلخواهی باشند و همچنین می توان بلوک ها را بصورت صلب و یا تغییر شکل پذیر در نظر گرفت. برای سطوح ناپیوستگی موجود نیز می توان از قبل معیار شکست مشخصی در نظر گرفت، بنابراین روش از قدرت و انعطاف بالایی برخوردار است. زمان محاسبه در این روش بیشتر از روش های دیگر است. در حال حاضر با توجه به ماهیت ناپیوسته بودن محیط های سنگی روش کاملاً مناسبی برای تغییر شکل و شکست توده های سنگی می باشد.

آخرین گسترش المان های گسسته شامل نرم افزارهای UDEC و 3DEC و نیز اجزای جاری دو و سه بعدی با عناوین PEC^{2D} و PEC^{3D} می باشد (Jing and Hudson, 2002).

۴-۵- روش تفاضل محدود^۲

روش تفاضل محدود از قدیمی ترین روش های حل دسته معادلات دیفرانسیل با مقادیر اولیه و مقادیر مرزی است. در روش تفاضل محدود هر مشتق در معادلات حاکم، مستقیماً در عبارت جبری که تابع متغیرهای میدان تنش یا تغییر مکان در فضا است، جایگزین می شود. روش معمول دیگر در حل معادلات دیفرانسیل روش اجزای محدود است. در هر دو روش مجموعه ای از معادلات جبری جایگزین معادلات دیفرانسیل اصلی می شود (Itasca, 2002).

روش اجزای محدود روش جدیدتری است و در حال حاضر به خوبی پایه گذاری شده است. تحلیل را با تقریب ناحیه مورد نظر از طریق تقسیم آن به چندین جزء محدود غیر یکنواخت که به گره ها وابسته مستقل اند شروع می کنند. در هر جزء نمونه وار تغییر متغیر وابسته را بر حسب مکان به وسیله

¹ Distinct Element Method

² Finite Difference Method

تابع درون یابی تقریب می زنند. این تابع بر حسب مقادیر متغیر وابسته در گره های مربوط به جزء تعریف می شود. بدین ترتیب نوع عبارت انتگرالی هم ارز جایگزین مسئله اصلی می شود. تفاوت عمده این دو روش (FEM, FDM) در همین مورد است. پس تابع های درون یابی مفروض در شکل انتگرالی حاکم، جایگزین و انتگرال گیری می شوند و با نتایج اجزای دیگر ترکیب می شوند. این عملیات به معادلات جبری حاکمی منتج می شوند که آن ها را در هر متغیر وابسته گره باید حل کرد. معمولاً روش تفاضل محدود برای تشخیص مکان نقاط واقع در مرزی به شکل دلخواه نیاز به تعدیل خاصی دارد. معمولاً شرایط مرزی را در روش تحلیل اجزای محدود به سادگی نشان می دهند. اما غالباً تحلیل به روش تفاضل محدود به منظور ارضای شرایط مرزی به معرفی نواحی مرزی مجازی نیاز دارند (Jing and Hudson, 2002). تاکنون نرم افزارهای زیادی که اساس معادلات آن ها المان های تفاضلی می باشد گسترش یافته است یکی از این نرم افزارها، نرم افزار $FLAC^{3D}$ ¹ است

۴-۵-۱- نرم افزار $FLAC^{3D}$

نرم افزار $FLAC^{3D}$ ، یک نرم افزار تفاضل محدود سه بعدی برای محاسبات مکانیکی مهندسی است. این نرم افزار توانایی شبیه سازی سه بعدی رفتار سازه های خاکی و سنگی و ... را دارد. این نرم افزار هم می تواند برای کارهای تحقیقاتی و هم برای آنالیز مسایل به کار گرفته شود. ویژگی های مختلف این نرم افزار به این قرار است (Itasca, 2002).

- ۱- دارای مترجم خطی^۲ مخصوص به خود است. به طوری که می توان اطلاعات را با دستورات معنی دار فیزیکی مناسب ارائه کرد (نظیر دستور apply برای اعمال شرایط مرزی). همچنین بسیاری از خطاهای مربوط به اطلاعات ورودی توسط نرم افزار به کاربر اعلام می شود.
- ۲- حل مسایل الاستیک خطی و الاستو-پلاستیک غیرخطی (موهر کلمب) امکان پذیر است. مدل اخیر بخصوص در مسائل مربوط به مکانیک خاک و مکانیک سنگ کاربرد دارد.
- ۳- آنالیز خطی یا غیر خطی اعضای خمشی نظیر قاب ها و تیرها را می توان انجام داد.
- ۴- تحلیل استاتیکی و دینامیکی با این نرم افزار انجام پذیر است.
- ۵- اندرکنش خاک و سازه را می توان به صورت استاتیکی و دینامیکی مدل سازی کرد.
- ۶- وجود تعداد محدودی گسل یا درزه را می توان مدل سازی کرد.

¹ Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions

² Line Interpreter

۷- به راحتی می توان ناحیه ای با شکل دلخواه را حفاری کرد (قابل کاربرد در مسائل تونل سازی، مترو و معدن)

۸- شبکه محاسباتی به صورت خودکار ایجاد و تنظیم می شود.

۹- به کمک این نرم افزار می توان اعضای کابلی را مدل سازی کرد.

۱۰- پایداری شیب را می توان مورد بررسی قرار داد.

۱۱- محیط های الاستیک- پلاستیک سخت شونده و نرم شونده را می توان مدل سازی کرد.

۴-۵-۲- مکانیسم استفاده از $FLAC^{3D}$

دستورات مورد استفاده در نرم افزار، عملیات برنامه را کنترل می کنند. برای ایجاد یک مدل و اجرای شبیه سازی آن، باید اجزای اساسی برای این مساله تعیین شود که عبارتند از:

۱- شبکه تفاضل محدود

۲- رفتار و خصوصیات مواد

۳- شرایط مرزی و اولیه

روند حل مسائل توسط این نرم افزار در شکل ۴-۱ آورده شده است.

با توجه به شکل ۴-۱ در آنالیز با استفاده از این نرم افزار، نخست باید مدل ایجاد شود که اجزای آن شامل مراحل زیر است:

- ایجاد شبکه، انجام تغییرات لازم روی شکل ها

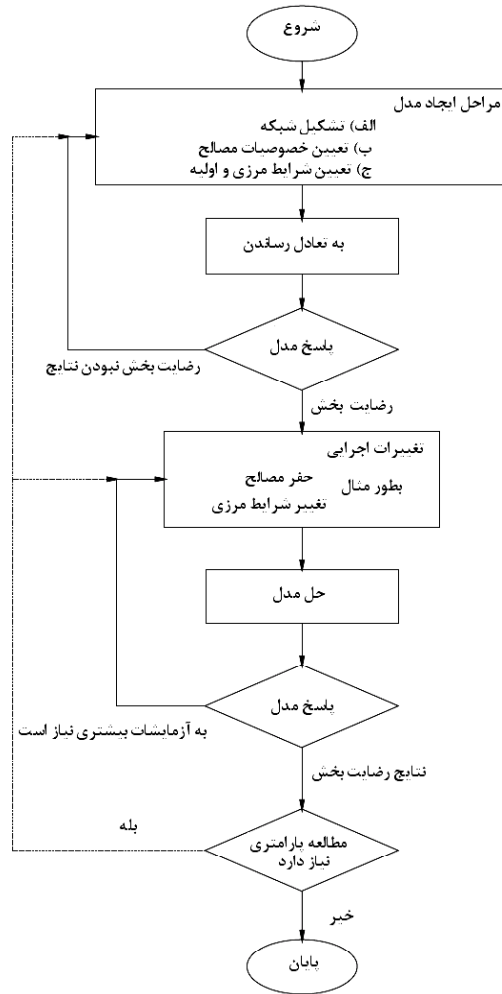
- تعریف مدل رفتاری مناسب برای مصالح مورد استفاده در مدل

- تعیین شرایط مرزی و اولیه

مرحله بعد، ایجاد تعادل اولیه در مدل است، سپس پاسخ مدل بررسی می شود که آیا به تعادل رسیده است یا خیر؟ این کار با کنترل نیروی نامتوازن^۱ و جابه جایی^۲ صورت می پذیرد پس از آن تغییرات را اعمال می شود که این تغییرات می تواند شامل: حفاری مصالح، اضافه یا حذف کردن بار، سرعت یا فشارهای داخلی و مرزی، تغییر مدل مصالح یا خواص در هر ناحیه باشد، سپس برنامه اجرا شده و نتایج بررسی و کنترل می شود (Itasca, 2002).

¹ Unbalance force

² Displacement



شکل ۴-۱: روند کلی حل مساله با استفاده از نرم افزار $FLAC^{3D}$ (Itasca,2002)

با توجه به توضیحات بیان شده در مورد نرم افزار $FLAC^{3D}$ و این که این نرم افزار برای محیط های پیوسته به کار برده می شود و شرایط زمین شناسی حاکم بر معدن زغال سنگ طبس به صورتی است که محیط را می توان به صورت پیوسته در نظر گرفت در این پروژه از نرم افزار $FLAC^{3D}$ برای مدل سازی عددی استفاده شده است که به اختصار توضیح داده می شود.

۴-۶- مدل سازی معدن زغال سنگ طبس با استفاده از نرم افزار $FLAC^{3D}$

مدلسازی جبهه کار بلند در نرم افزار $FLAC^{3D}$ در ۵ مرحله به ترتیب زیر صورت پذیرفته است.

۱- مشخص کردن مرزها و خصوصیات مواد.

۲- تشکیل هندسه مدل و مش بندی.

۳- اعمال شرایط مرزی و شرایط اولیه.

۴- انجام عملیات حفر راهروها و استخراج پهنه های فوقانی و تحتانی و تخریب منطقه و سپس نسبت دادن خصوصیات تخریبی به مواد.

۵- بدست آوردن نتایج.

۴-۶-۱- هندسه مدل و مش بندی

- طول واقعی سینه کار ۲۲۰ متر است که در مدل سازی به منظور برقراری شرایط تقارن و کاهش زمان اجرای برنامه کامپیوتری عرض هر پهنه ۱۱۰ متر در امتداد محور X در نظر گرفته شده است. پهناي مدل جبهه کار بلند در امتداد محور X، شامل ۲۸ متر عرض پایه های زنجیری، ۳۱ متر عرض پایه حایل و عرض راهروها (سه راهرو، عرض هر کدام ۴/۵ متر در مجموع ۱۳/۵ متر) است. در مجموع پهناي مدل در امتداد محور X با توجه به عمق قرارگیری پایه ها از سطح زمین برابر با $(۲۲۰ + ۱۳/۵ + ۲۸ + ۳۱)$ متر منظور شده است. در شکل ۴-۲ مدل سه بعدی روش جبهه کار بلند در معدن زغالسنگ طبس که شامل ۴۳۸۴۸ ناحیه^۱ و ۶۴۶۳۷ نقطه شبکه^۲ است نشان داده شده است. و در شکل ۴-۳ نمای افقی پایه های زنجیری و پایه حایل نشان داده شده است.

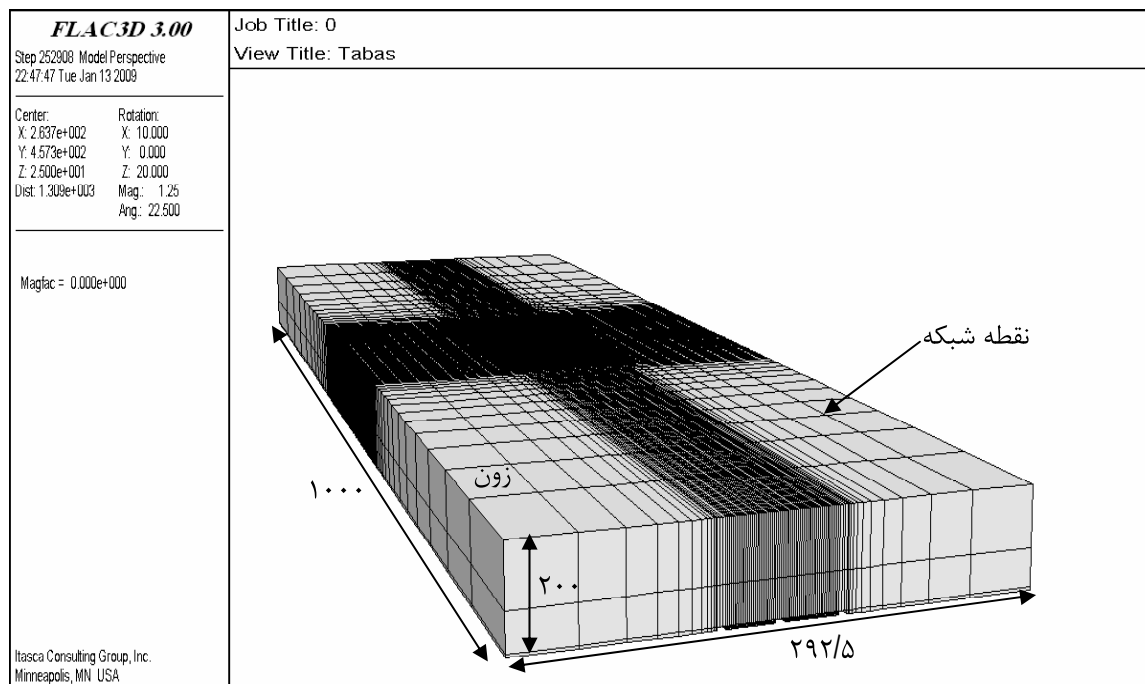
- طول واقعی پهنه برابر با ۱۲۰۰ متر است که در مدل سازی به منظور کاهش اجرای برنامه کامپیوتری برابر با ۱۰۰۰ متر در نظر گرفته شده است.

- عمق قرارگیری مدل از سطح زمین برابر با ۲۰۰ متر در امتداد محور Z و در خلاف جهت مثبت آن در نظر گرفته شده است (جهت مثبت محور Z به سمت بالا است).

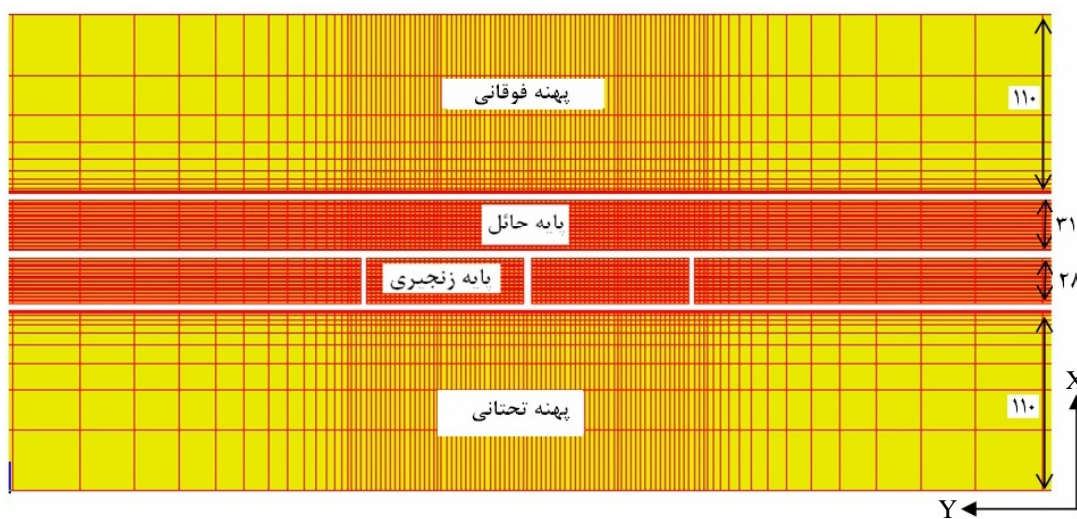
- به منظور نشان دادن توزیع بهتر تنش در مدل، در نواحی ایجاد پایه حایل و پایه زنجیری از شبکه ریزتری استفاده شده است. ابعاد المان های دربرگیرنده هر پایه در امتداد X، Y، Z به ترتیب برابر با ۰/۵، ۳، ۱ متر است.

- برای ساخت مدل از المان های آجری^۳ استفاده شده است.

¹ zone
² grid-points
³ Brick



شکل ۴-۲: هندسه مدل در نرم افزار $FLAC^{3D}$



شکل ۴-۳: مدل سازی پایه های زنجیری و حایل

در این مدل نیز فرض شده است که شبکه پهنه ها و راهروها حالت یکنواخت دارد. این بدین معنی است که صفحات همساز قائم در خط مرکزی هر پهنه نشان دهنده صفحات متقارن است. در منطقه مرکزی مدل، فصل مشترک پایه با سقف توسط مدل موهر کولمب مدل شده است و شرایط مرزی برای تمام صفحات قائم تعریف شده و جابه جایی فقط در جهت قائم مجاز است. به علاوه جابه جایی قائم در امتداد قاعده مدل که بر نصف ارتفاع پایه زغالسنگ منطبق است محدود شده است.

۴-۶-۲- خصوصیات مواد

یکی از مهم ترین بخش در مدل سازی عددی نسبت دادن خصوصیات مواد به مدل است. مدل جبهه کار بلند از سه گروه لایه زغال سنگ، گروه سقف و کف تشکیل شده است. خصوصیات فیزیکی و مکانیکی سنگ در برگیرنده پایه و لایه زغال سنگ مطابق جدول ۴-۱ است. به منظور دقیق تر شدن نتایج، فصل مشترک بین پایه با سقف از موادی با رفتار موهر کولمب که خصوصیات نزدیک سقف کاذب داشته باشند با چسبندگی ۰/۵ مگاپاسکال و زاویه اصطکاک داخلی ۲۰ درجه مدل شده است.

جدول ۴-۱: پارامترهای ورودی در مدل سازی عددی (Tabas Basic Design, 2005)

ردیف	خصوصیات	نماد	مقادیر		آحاد
			زغال سنگ	سقف	
۱	مدول الاستیک	E	۳	۳/۵	گیگاپاسکال
۲	نسبت پواسون	ν	۰/۲۹	۰/۳	-
۳	مقاومت کششی	σ_t	۰/۶۶	۱۰	مگاپاسکال
۴	چسبندگی	C	۰/۵	۱	مگاپاسکال
۵	زاویه اصطکاک داخلی	ϕ	۲۳	۳۲	درجه
۶	چگالی	γ	۱۶۰۰	۲۶۰۰	کیلوگرم بر مترمکعب
۷	مدول حجمی	K	۲/۳۸	۲/۹۱	گیگاپاسکال
۸	مدول برشی	G	۱/۱۶	۱/۳۴	گیگاپاسکال
۹	زاویه اتساع ^۱	$\bar{\nu}$	۱۰	۱۵	درجه

۴-۶-۳- مدل مورد استفاده در تحلیل

رفتار نرم کرنشی^۲ در توده سنگ ناشی از رشد و توسعه ترک ها و به هم پیوستگی ریز ترک ها و تبدیل آن ها به ترک های بزرگ است. این مدل برای بررسی رفتار مواد بعد از نقطه بارگذاری حداکثر توسعه داده شده است. این مدل یکی از مدل هایی است که قادر است تمام فازهای تغییر شکل پایه (الاستیک، تسلیم، مقاومت باقی مانده) را شرح دهد. در مدل رفتاری نرم کرنشی کاهش مقاومت به

^۱ Dilation Angle

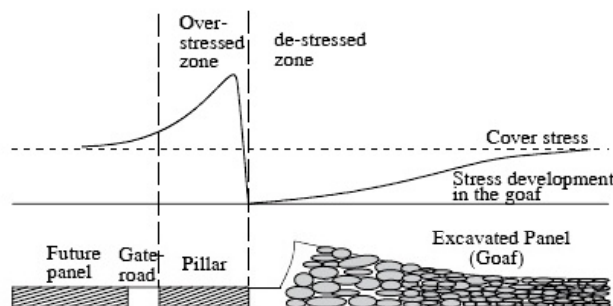
^۲ Strain Softening

ازای افزایش کرنش پلاستیک بیان می شود این عمل در مقایسه با مدل های رفتاری دیگر نسبتاً ساده و به واقعیت نزدیک تر است (Badr, 2004). مدل کرنش نرمی $FLAC^{3D}$ از یک سری توابع کرنش که منطبق بر خواص مدل موهر کولمب (چسبندگی، زاویه اصطکاک داخلی، زاویه اتساع) است بهره می گیرد (شعبانی، ۱۳۸۵).

به منظور تحلیل تنش و تغییر شکل پایه حایل و پایه زنجیری، از مدل کرنش نرمی موهر کولمب برای نسبت دادن خصوصیات مواد استفاده شده است. انتخاب مدل کرنش - نرمی به این دلیل است که بتوان رفتار زون های گوشه پایه زنجیری و حایل بعد از به تسلیم رسیدن را با دقت بیشتری بررسی نمود و مقدار تنش پسماند آن ها را برآورد ساخت.

۴-۶-۴- مدل سازی تخریب^۱ جبهه کار بلند

بطور کلی با استخراج کامل یک پهنه، پهنه بعدی با یک فاصله مشخصی از پهنه اول ایجاد می شود که عرض پایه باقی گذاشته شده بین دو پهنه بستگی به مقدار تنش حاصل از روباره در این منطقه دارد. شناسایی مقدار تنش های کناری از آنجا حائز اهمیت است که می توان با محاسبه مقدار این تنش از لبه منطقه تخریب، نسبت به طراحی پایه های حایل آگاهی یافت. تاکنون تلاش های بسیار زیادی برای توزیع تنش - تغییر شکل در زون های منطقه تخریب صورت گرفته است اما از آنجایی که ثبت تنش ها به صورت برجها در منطقه تخریب شده بسیار مشکل است از روش های غیر مستقیم به جای اندازه گیری برجها استفاده می شود. یکی از این روش ها بر پایه تئوری قوس فشار و تعداد راهروها توسط ویلسون ارائه شده است (Yavuz, 2004). ویلسون دریافت که دامنه فشارهای پوششی تا فاصله $0.3H$ از امتداد جبهه کار گسترش می یابد و نیز عرض قوس فشار در بازه بین 0.2 تا 0.3 ارتفاع از سطح زمین تغییر می کند (Wilson, 1981). این موضوع در شکل ۴-۴ بیان شده است.



شکل ۴-۴: نمای توزیع تنش در منطقه تخریب و بالای پایه (Yavuz, 2004)

¹ Gob Simulation

روش دیگر بر اساس میزان انحنای لایه ها در پشت جبهه کار کارگاه است. بر اساس بررسی های انجام شده توسط اسمارت و هالی (Smart and Haley, 1987) زاویه کج شدگی لایه ها مقدار ثابت $2/5$ درجه است. آن ها با توجه به داده های بدست آمده از آزمایش جک تخت^۱ که در نزدیکی منطقه تخریب شده انجام شده بود به این نتیجه رسیدند که فشار پوششی در امتداد سینه کار در فاصله ای به اندازه $0/12$ فاصله از سطح زمین قرار دارد.

روش سوم توسط ویتاکر و کینگ پیشنهاد شده (King and Whittaker, 1971) و توسط چوی و مک کین^۲ اصلاح شده است. این روش بر پایه مفهوم زاویه برش لایه های بالای منطقه تخریب بنا شده است. ویتاکر و کینگ مقدار این زاویه را برابر با زاویه کشش در نشست و مقدار آن را 31 درجه برای معادن زغال سنگ انگلستان اعلام کردند. چوی و مک کین بر اساس مطالعه بر روی جابه جایی زون های منطقه تخریب، مقدار زاویه برش (زاویه بین خط قائم لبه پهنه و جایی که جابه جایی در سطح زمین به صفر می رسد) 18 درجه بدست آوردند و نیز به این نتیجه رسیدند که دامنه فشارهای پوششی در امتداد جبهه کار تا فاصله $0/32$ ارتفاع از سطح زمین گسترش پیدا می کند (Choi and McCain, 1980) که بعداً توسط مارک^۳ مقدار این زاویه به 21 درجه و دامنه فشارهای پوششی در فاصله ای به اندازه $0/38$ ارتفاع از سطح زمین، اصلاح شده است (Mark, 1990).

۴-۶-۱- نحوه مدل سازی تخریب

مراحل به هم فشردن مواد تخریب شده یک بخش جدایی ناپذیر از ژئومکانیک جبهه کار بلند می باشد. با پیشروی جبهه کار و تخریب منطقه پشت آن باید اثر تخریب در نظر گرفته شود بنابراین مراحل به هم فشردن مواد تخریب شده در محیط سه بعدی^۴ باید به طور مناسب بیان شود. در هنگام تخریب بارهای زیادی در اطراف جبهه کار بلند و منطقه تخریب شده توزیع می شود. به منظور طراحی پایه های زنجیری و حایل باید اثر نیروهای حاصل از منطقه تخریب بروی آن ها در نظر گرفته شود.

بهترین مدل برای مدل سازی منطقه تخریب، مدل کرنش سختی است زیرا تحکیم مواد تخریب شده در اثر افزایش کرنش و کاهش حجم فضاهای خالی باعث افزایش تنش با نرخ تابع نمایی می شود که شیب منحنی تنش کرنش (مدول تانژانت) اشاره به افزایش کرنش منطقه تخریب دارد

¹ Flat jack

² Choi and McCain

³ Mark

⁴ 3 Dimensions

(Badr,2004). تاکنون روش های زیادی برای مدل سازی تخریب بیان شده است که دو روش سالامون (Salamon,1990) و روش ترزاقی^۱ (Pappas et al 1993) بر پایه رفتار مدل کرنش سختی تخریب است. بنا به رابطه سالامون، رابطه زیر بین مواد تخریبی فشرده شده برقرار است:

$$\sigma = \frac{E_0 \times \varepsilon}{\left(1 - \frac{\varepsilon}{\varepsilon_m}\right)} \quad (1)$$

که در آن σ : تنش ایجاد شده در اثر تخریب، ε : کرنش منطقه تخریب، E_0 : مدول سکانت اولیه تخریب، ε_m : حداکثر کرنش منطقه تخریب است.

ترزاقی پیشنهاد می کند که مدول تانژانت مواد خردشده، رابطه خطی با تنش های وارده دارد و به صورت زیر بیان می شود (Badr,2004).

$$E_t = \frac{d\sigma}{d\varepsilon} = E_0 + a\sigma \quad (2)$$

در این رابطه، σ : تنش های وارده، ε : کرنش، E_0 : مدول تانژانت اولیه، a : ثابت بدون بعد و E_t : مدول تانژانت است.

به علت اهمیت بالای رفتار مواد تخریب شده، در موسسه USBM^۲ تحقیقات زیادی برای اعتبار سنجی روش ترزاقی و سالامون انجام گرفته است و نشان می دهد که روش سالامون رفتار نوع سنگ استخراج شده را با دقت بیشتر از روش ترزاقی برآورد می کند (Badr,2004).

۴-۶-۲- توسعه مدل مواد تخریب شده در نرم افزار FLAC^{3D}

به منظور مدل سازی تخریب با استفاده از روش سالامون از دو روش مختلف در نرم افزار FLAC^{3D} می توان استفاده نمود که این روش ها به قرار زیر است.

الف- در این روش، مدل جبهه کار بلند ابتدا به طریقه عادی در نرم افزار ساخته می شود یعنی با پیشرفت معدن کاری نیروهای وارد بر هر کدام از گره های موجود در مدل و قسمت پائین افزایش می یابد (روش نیروهای شبکه ای^۳).

ب- روشی که در آن با افزایش کرنش، مدول حجمی منطقه تخریب افزایش می یابد (روش بروز رسانی مدول حجمی^۱). در ادامه به شرح این دو روش پرداخته می شود.

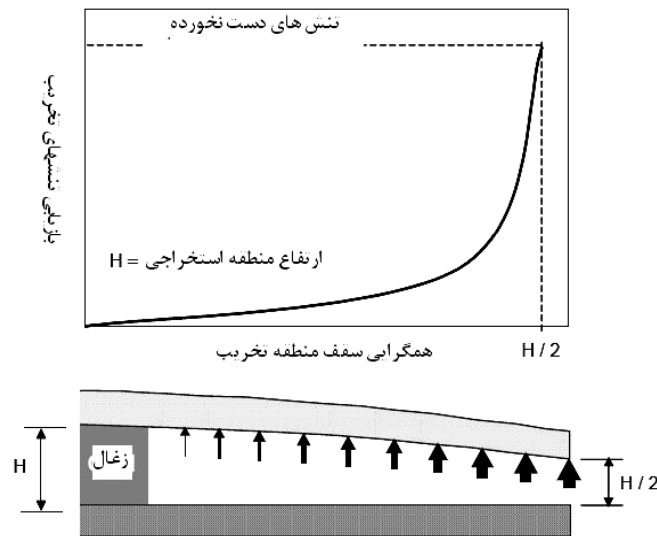
¹ Terzaghi

² US Bureau of Mines

³ Grid Force

الف - روش نیروهای شبکه‌ای برای مدل سازی تخریب

در این مدل سقف بالای منطقه تخریب توسط نیروهای شبکه‌ای به سمت بالا نگهداری می‌شود. محاسبه شدت نیروهای شبکه‌ای بر پایه مدل همگرایی سقف توسط مدل تخریب سالامون است. در مدل سالامون هنگامی که حد همگرایی سقف ۵۰٪ ارتفاع منطقه استخراجی است تنش ایجاد شده در اثر همگرایی مواد تخریب شده برابر با تنش‌های قائم اولیه^۲ است. خلاصه مدل سازی تخریب بر اساس نیروهای شبکه‌ای در شکل ۴-۵ نشان داده شده است.



شکل ۴-۵: مدل سازی تخریب بر اساس نیروهای شبکه‌ای (Badr, 2004)

با در نظر گرفتن رفتار فشاری مواد تخریب شده و به منظور محاسبه تنش قائم با استفاده از الگوریتم نیروهای شبکه‌ای، رابطه آقای سالامون به صورت رابطه زیر بیان می‌شود.

$$\sigma_v = \frac{a \times \varepsilon_v}{b - \varepsilon_v} \quad (3)$$

که در آن a : مدول تغییر شکل مواد تخریب شده و b : حداکثر کرنش منطقه تخریب که برابر با ۵۰٪ ضخامت منطقه تخریب است.

بر پایه مطالعات USBM مقدار a برابر با ۳/۵ مگاپاسکال و مقدار b برابر با ۰/۵ است (Deno et al, 1993) در این صورت رابطه ۳ به صورت زیر است.

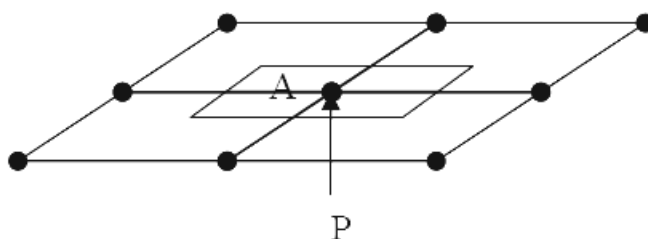
$$\sigma_v = \frac{3.5 \times \varepsilon_v}{.5 - \varepsilon_v} \quad (4)$$

¹ Modulus Updating

² virgin vertical stress

به منظور توسعه نیروهای شبکه ای در نرم افزار $FLAC^{3D}$ نیروهای فشاری به صورت بردارهایی به سمت بالا وارد بر نقاط شبکه منطقه تخریب در نظر گرفته می شود. بعد از هر مرحله معدن کاری از تقسیم جابه جایی هر کدام از نقاط شبکه منطقه تخریب بر ارتفاع لایه، کرنش قائم منطقه تخریب (ϵ_v) محاسبه می شود. تنش قائم (σ_v) هر کدام از نقاط با استفاده از رابطه ۴ محاسبه می شود و نیروی وارد به هر کدام از نقاط P مطابق شکل ۴-۶ از ضرب تنش قائم در مساحت تاثیر آن نقطه بدست می آید.

$$P = A \times \sigma_v \quad (5)$$



شکل ۴-۶: نیروی شبکه P و مساحت تاثیر A (Badr, 2004)

ب- مدل سازی تخریب با استفاده از روش بروز رسانی مدول حجمی

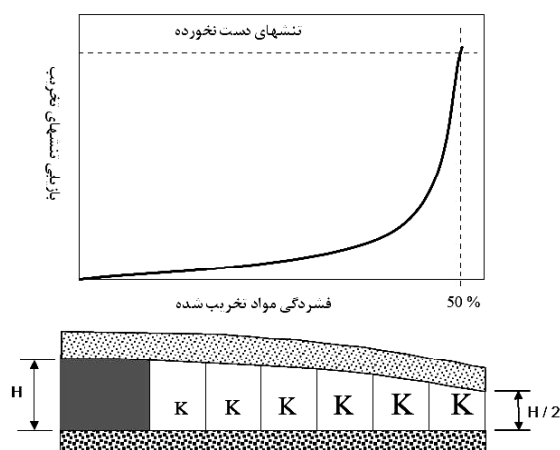
در این روش مدول حجمی الاستیک^۱ (K) زون های منطقه تخریب با توجه کرنش قائم در اثر همگرایی القایی سقف مرتب بروز رسانی می شود. در این روش همانند مدل نیروهای شبکه ای سلامون حداکثر همگرایی منطقه تخریب برابر با ۵۰٪ ضخامت منطقه استخراجی می باشد. مدل سازی تخریب بر اساس روش بروز رسانی مدول حجمی در شکل ۴-۷ نشان داده شده است.

با توجه به رابطه ۴ ارتباط بین مواد تخریبی فشرده شده در روش نیروهای شبکه ای، تنش قائم به صورت زیر محاسبه شده است.

$$\sigma_v = \frac{a \times \epsilon_v}{b - \epsilon_v} \quad (6)$$

در این صورت رابطه بین تنش قائم و کرنش بر اساس ثابت های الاستیک مدول برشی و مدول حجمی در نرم افزار $FLAC^{3D}$ به صورت رابطه ۷ بیان می شود.

¹ Elastic Bulk Modulus



شکل ۴-۷: مدل سازی تخریب براساس روش بروز رسانی مدول حجمی (Badr, 2004).

$$\sigma_v = \left(K + \frac{4}{3}G \right) \varepsilon_v \quad (7)$$

و با فرض $\nu = 0.2$ و $G = \frac{3}{4}K$ ، و با مساوی قرار دادن این رابطه با معادله اولیه داریم:

$$\sigma_v = 2(K)\varepsilon_v \quad (8)$$

$$2K \times \varepsilon_v = \frac{a \times \varepsilon_v}{b - \varepsilon_v} \quad (9)$$

با حل معادله بالا داریم:

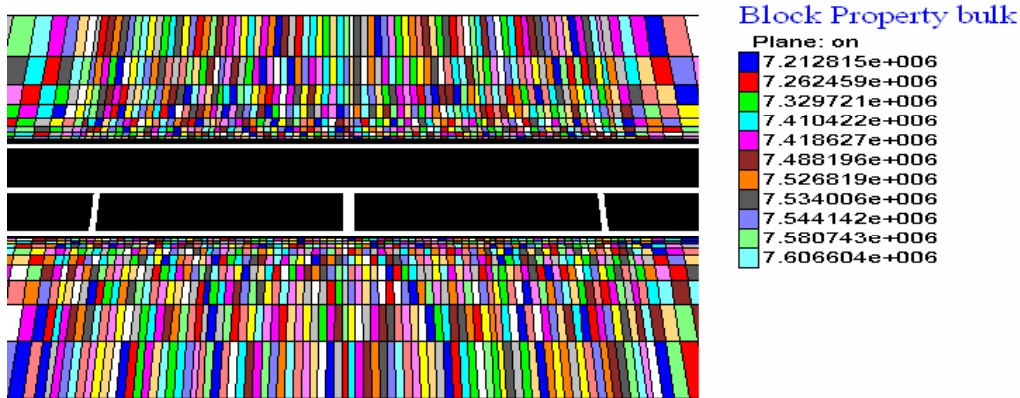
$$K = \frac{0.5 \times a}{b - \varepsilon_v} \quad (10)$$

مقدار K ، بعد از هر تغییر $\Delta \varepsilon_v$ باید به صورت زیر نوشته شود.

$$\Delta K = \frac{0.5 \times 0.5 \times a}{(b - \varepsilon_v)^2} \quad (11)$$

از این معادله برای محاسبه مقدار K در اثر کرنش قائم حاصل از منطقه تخریب (ε_v)، در اثر همگرایی سقف استفاده می شود. نکته قابل توجه این است که با افزایش ارتفاع معدنکاری مدول حجمی مواد تخریب افزایش می یابد و با افزایش این مقدار، فاصله پوششی تنش ها افزایش می یابد (Yavuz, 2004). با وارد کردن پارامترهای مربوط به مدل تخریب در روش جبهه کار بلند معدن زغالسنگ طبس، پارامتر مدول حجمی برابر با ۷ مگاپاسکال و مدول حجمی با توجه به روش بروز رسانی مدول حجمی ۷/۷۱ مگاپاسکال بدست می آید.

بعد از به تعادل رسیدن اولین برش جبهه کار بلند، به برش بعدی، خصوصیات مواد تخریب اختصاص داده می شود. توزیع مدول حجمی منطقه تخریب شده توسط الگوریتم بروز رسانی مدول حجمی، مدول حجمی در پهنه های فوقانی و تحتانی معدن زغالسنگ طبس مطابق شکل ۴-۸ است.



شکل ۴-۸: توزیع مدول حجمی مواد تخریب شده با استفاده از روش بروز رسانی مدول حجمی

از مزایای این روش نسبت به مدل نیروهای شبکه‌ای می توان به راحتی مش بندی و استفاده از ابعاد مش ریزتر و نیز زمان اجرای کمتر محاسبات کامپیوتری اشاره کرد. به منظور ارزیابی دو مدول منطقه تخریب بیان شده با استفاده از مدل سازی های عددی این نتیجه حاصل شده است که مدل بروز رسانی مدول حجمی از کارایی بیشتری نسبت به الگوریتم نیروهای شبکه‌ای برخوردار است و نیز وقت کامپیوتری کمتری می گیرد (Badr, 2004). در این پروژه برای مدل سازی رفتار مواد تخریب شده، از الگوریتم بروز رسانی مدول حجمی که بر اساس مدل تخریب سالامون توسعه یافته است استفاده می شود.

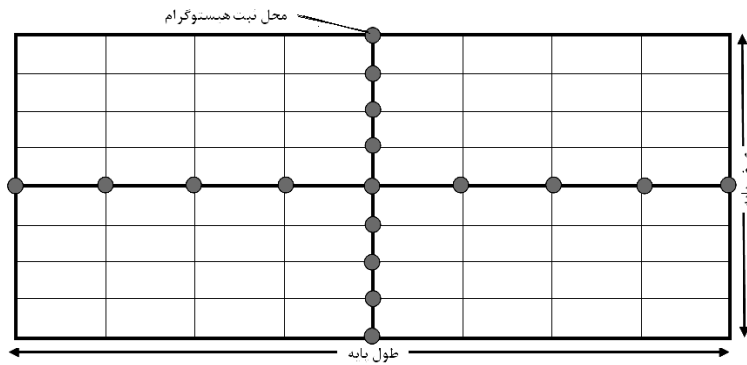
۴-۶-۵- مدل سازی عددی

با وارد شدن بار لیتواستاتیک^۱ وارد بر مدل در هر مرحله، مدل به صورت الاستیک به تعادل می رسد. با توجه به بارهای وارده بر مدل، خصوصیات لایه زغالسنگ به صورت کرنش نرمی تغییر می کند و بار - تغییر شکل بر حسب تابعی از افزایش کرنش پلاستیک افزایش می یابد و مواد سقف در کلیه مراحل معدنکاری حالت الاستیک خود را حفظ می کنند (Badr, 2004). نحوه اجرای برنامه بدین صورت است که مدل بلوکی جبهه کار بلند که هیچ گونه عملیات استخراج پهنه و حفر راهروها در داخل آن صورت نگرفته است ابتدا به تعادل می رسد. بعد از این مرحله، مدل شامل حفر راهروها و

¹ lithostatic

باید توجه داشت که منطقه اوج فشار در پایه جلوی کارگاه استخراج از منطقه ای به منطقه دیگر در حال تغییر است و تابع ویژگی های روباره است. به عنوان مثال در معادن زغالسنگ انگلستان، نقطه اوج فشار در پایه جلویی نزدیک به جبهه کار در فاصله ۱ تا ۳ متری آن است در حالی که در معادن زغالسنگ ناحیه رور^۱ آلمان، این فاصله به حدود ۱۰ متر می رسد و در معادن زغالسنگ ایالت ویرجینیای غربی آمریکا در حدود ۵ تا ۹ متر است (Bieniawski, 1987).

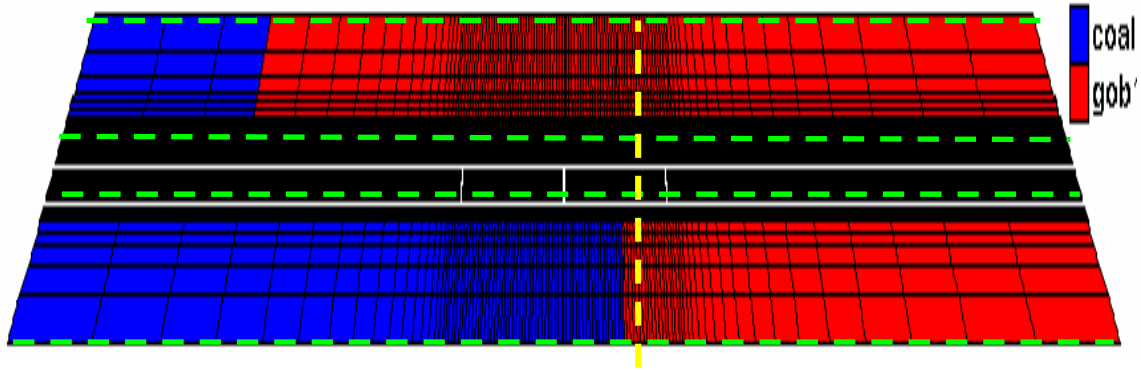
به منظور ثبت جابه جایی ها و نیز تنش در هر زون در برگیرنده پایه و مناطق تخریب شده، با انتخاب نقاطی در امتداد طول، عرض و امتداد قائم (قسمت بالای پایه ها) پایه زنجیری و حایل، و در امتداد طول و عرض پهنه های استخراجی مقادیر جابه جایی ها و تنش به همراه منحنی های مربوطه ثبت شده است. محل ثبت نقاط هیستوگرام در امتداد طول و عرض پایه در شکل ۴-۹ مشخص شده است.



شکل ۴-۹: محل ثبت نقاط ثبت هیستوگرام در امتداد طول و عرض پایه

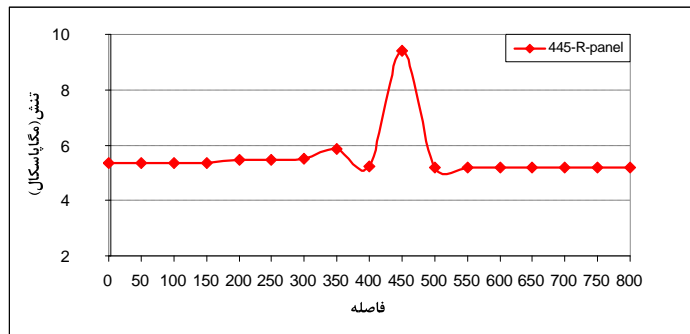
برای یافتن فاصله ای که در آن فاصله تنش نسبت به سطح جبهه کار به حداکثر مقدار رسیده است، شدت تنش های جلویی جبهه کار در طول پهنه های فوقانی و تحتانی و نیز در طول پایه حایل و پایه زنجیری ثبت شده است. به این منظور با مشخص کردن برداشت در وسط پهنه های فوقانی و تحتانی و در طول پایه حایل و زنجیری در امتداد محور Y، مقدار تنش جلویی نسبت به حالتی که سینه کار در ۴۴۵ متری پهنه قرار داشته باشد، محاسبه شده است. در شکل ۴-۱۰ محل نقاط برداشت با خط چین مشخص شده است.

¹ Rohar



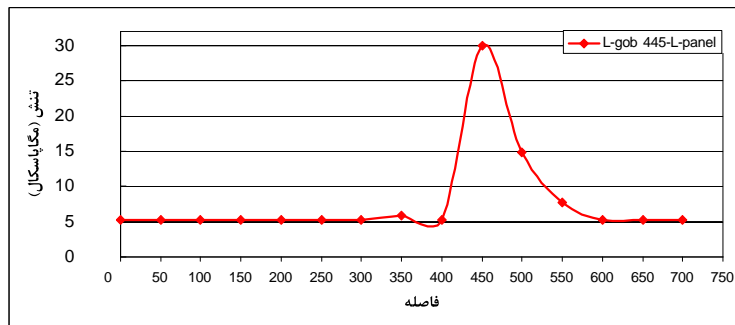
شکل ۴-۱۰: محل ثبت نقاط تنش

شکل ۴-۱۱ مقدار تنش جلویی را در پهنه فوقانی در حالی که پهنه تحتانی استخراج نشده است، نشان می دهد. برطبق این شکل نتیجه می شود که مقدار تنش جلویی در روی لایه زغال سنگ در پهنه های استخراجی در حدود ۷ متری لبه زغال سنگ استخراج نشده به حداکثر مقدار خود یعنی ۹/۴ مگاپاسکال می رسد و تقریباً تا فاصله ۱۱۰ متری از لبه جبهه کار دوباره به مقدار اولیه خود می رسد.



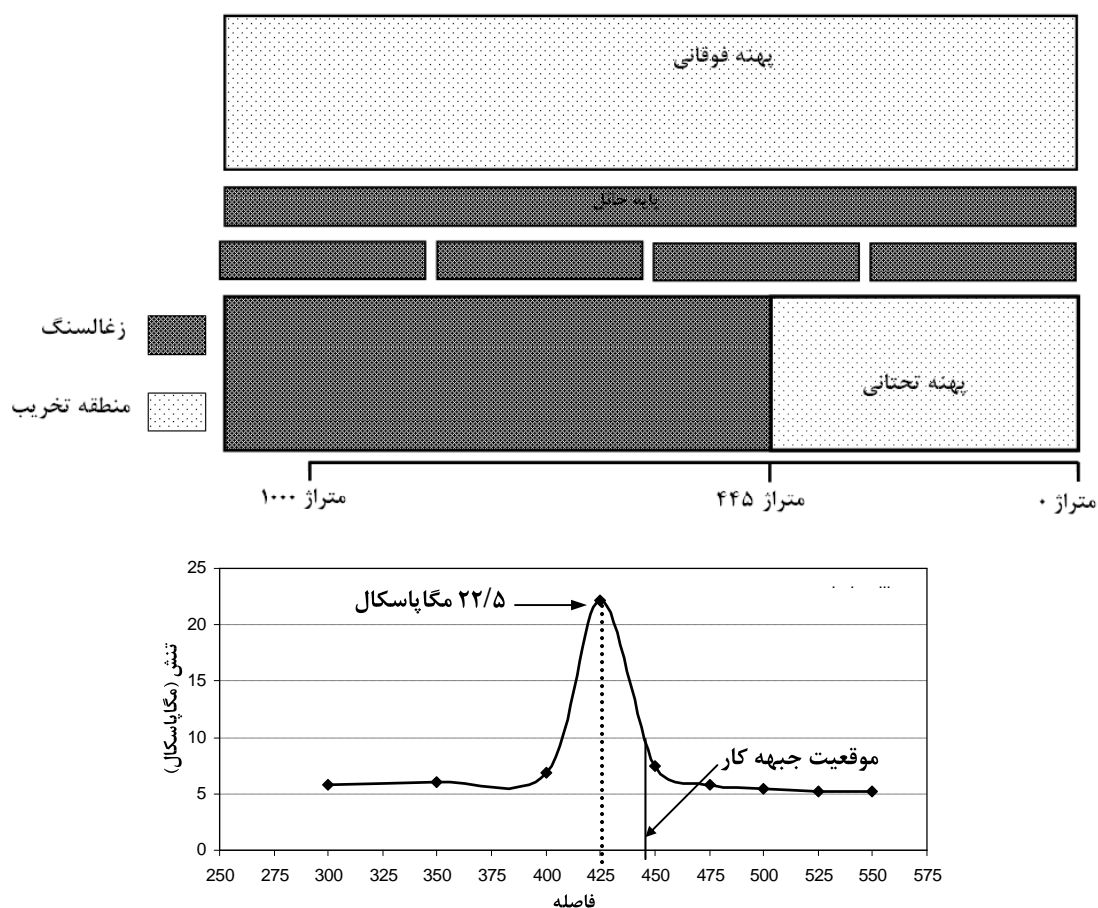
شکل ۴-۱۱: میزان تنش جلویی در پهنه فوقانی

شکل ۴-۱۲ میزان تنش جلویی را در پهنه تحتانی نشان می دهد. این شکل مربوط به موقعیتی است که پهنه فوقانی استخراج شده است. با توجه به این شکل حداکثر مقدار تنش برابر با ۳۰ مگاپاسکال است که در ۷ متری لبه زغال سنگ سینه کار به حداکثر مقدار خود رسیده است.

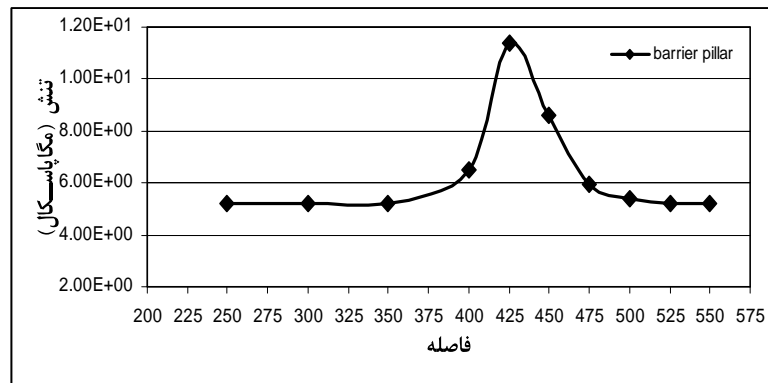


شکل ۴-۱۲: میزان تنش جلویی در پهنه تحتانی

میزان تنش جلویی بر روی پایه های زغال سنگ به نحوی دیگری توزیع می شود. نحوه تاثیر تنش جلویی بر روی این گونه پایه ها به نحوی است که روند افزایش تنش بر روی پایه بر موقعیتی موازی قسمت جلویی جبهه کار ثابت است و فقط تنش های ناشی از منطقه تخریب که در پشت جبهه کار توزیع شده است بر روی این نوع پایه ها وارد می شود. شکل ۴-۱۳ و ۴-۱۴ میزان تنش جلویی بر روی پایه زنجیری و حایل در حالتی که موقعیت جبهه کار در ۴۴۵ متری محور Y قرار داشته باشد، نشان می دهد. شکل ۴-۱۳ مربوط به حالتی است که پهنه فوقانی به طور کامل استخراج شده است و شکل ۴-۱۴ مربوط به حالتی است که پهنه تحتانی استخراج نشده است.



شکل ۴-۱۳: مقدار تنش جلویی در پایه زنجیری



شکل ۴-۱۴: مقدار تنش جلویی در پایه حایل

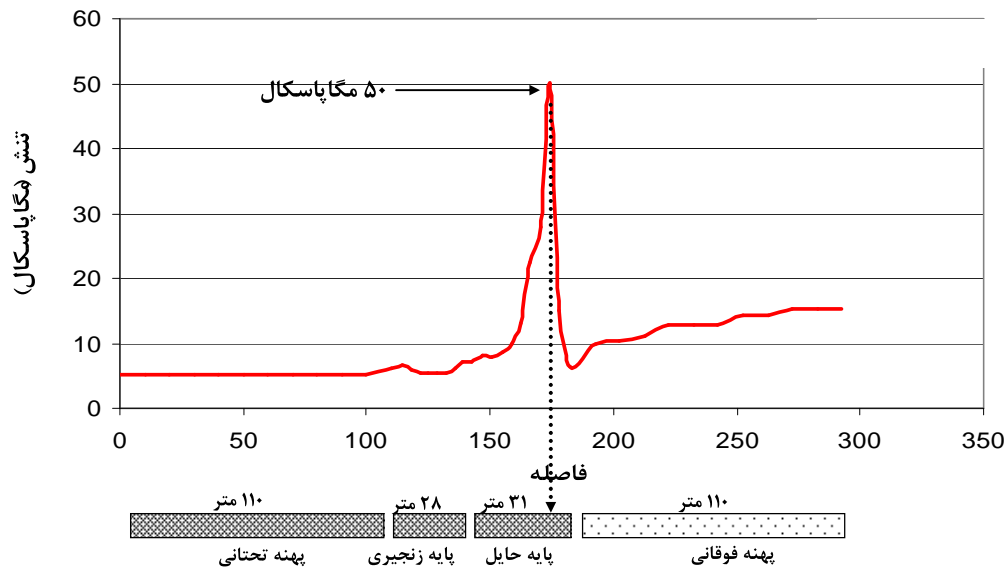
۴-۶-۶-۲- محاسبه شدت بارهای کناری

تغییر در فشار پایه های کناری همزمان با تغییر فشار پایه های جلو در قسمت پایه های زغال سنگ، راهروهای ورودی و خروجی ظاهر می شود. با پیشروی جبهه کار به جلو فشار کناری کارگاه کم کم تشکیل شده و نسبت به پایه ها توسعه می یابد. با پیشرفت بیشتر جبهه کار عرض ناحیه تمرکز فشار پایه ای جانبی توسعه می یابد. حداکثر عرض زون فشار پایه ای کناری $\frac{1}{3}$ تا $\frac{1}{4}$ ضخامت مواد پوششی است. روند ظهور فشار پایه ای کناری روی پایه های زغال سنگ را می توان به دو نوع خاص تقسیم کرد. اولین نوع آن است که قبل از رسیدن جبهه کار فشار پایه ای کنار به حداکثر مقدار خود می رسد. پس از آن که جبهه کار از ناحیه خاصی عبور کرد فشار پایه ای کناری در قسمی از پایه ها که بسمت داخل کارگاه نزدیک ترند تغییر می کند ولی در قسمت های خارجی تر آن فشارهای پایه ای کناری افزایش قابل ملاحظه ای خواهد داشت. نوع دوم برعکس نوع اول است در این حالت وقتی که جبهه کار به ناحیه خاص می رسد فقط اندکی در فشار پایه ای پدید می آید در این حالت وقتی که جبهه کار کاملاً دور می شود فشار پایه ای به حداکثر مقدار خود می رسد. علت تفاوت بسیار زیاد بین این دو مدل، ناشی از اختلاف موجود در عرض کارگاه، وضعیت زمین شناسی و خواص لایه زغال سنگ است. باید برنامه استخراجی را طوری تنظیم کرد تا فشار پایه ای وارد بر پایه های راهروهای ورودی و خروجی کمترین مقدار باشد تا در نتیجه مشکلات نگهداری و تعمیرات آن حداقل شود (Peng, 1986).

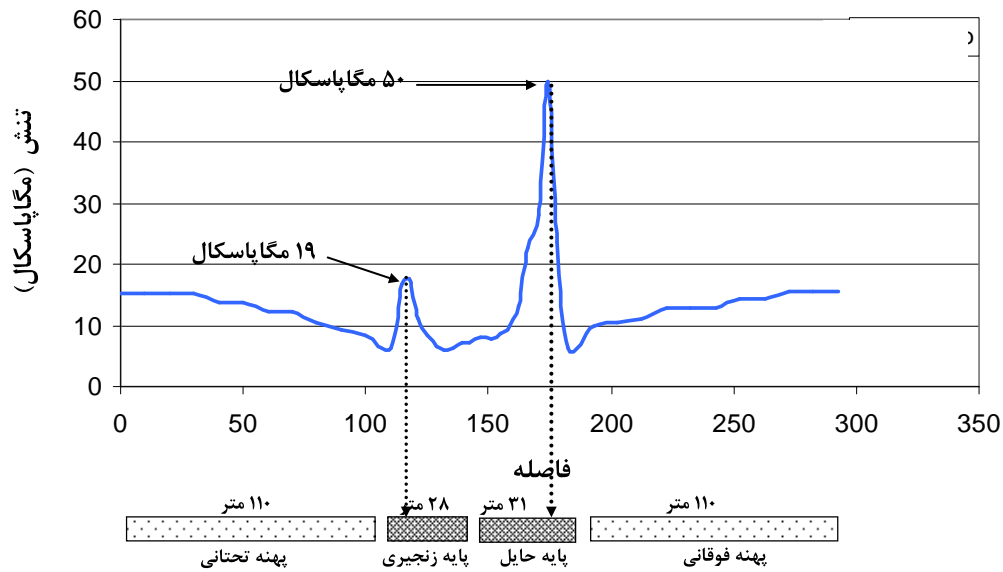
بروز و توسعه کامل فشارهای پایه ای کناری بر پایه ها تا زمان رسیدن جبهه کار به محل مورد نظر باعث مشکلاتی در رابطه با کنترل سقف می شود زیرا حرکت وسیع و ناهماهنگ فشار پایه ای کناری بر پایه ها و فشار وارد بر لبه های کارگاه باعث ایجاد نواحی از تنش بزرگ در گوشه های سقف بلاواسطه

در کنار راهروهای ورودی و خروجی می شود. در صورتی که سقف بلاواسطه ضعیف باشد مشکلات کنترل سقف به قسمت های بعدی نیز گسترش می یابد. در چنین مواردی حالت دوم از نوع اول بهتر است در هر حال شرایط واقعی حالتی بین این دو را داراست. ثابت شده است که فشارهای پایه ای کناری با افزایش عمق تغییر می کند و این احتمال دارد که فشار پایه ای کناری تا قبل از رسیدن فشار پایه ای جلو به حداکثر مقدار خود برسد (Peng, 1986).

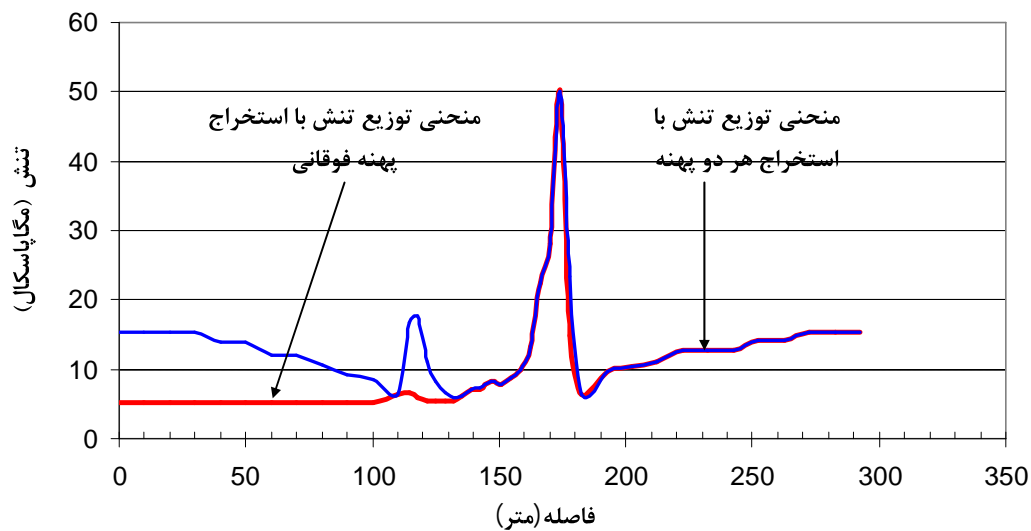
به منظور ثبت بارهای کناری در حین مراحل استخراج، تنش قائم مربوط به زون های مدل در امتداد محور X در موقعیت ۴۴۵ متری محور Y (در شکل ۴-۱۰ با خط چین در امتداد محور X مشخص شده است) ثبت شده است. شکل ۴-۱۵ مربوط به حالتی است که پهنه فوقانی استخراج شده است ولی هنوز پهنه تحتانی استخراج نشده است. شکل ۴-۱۶ مربوط به حالتی است که هر دو پهنه استخراج شده اند. برای مقایسه تغییرات فشارهای کناری با استخراج پهنه ها، این دو نمودار در شکل ۴-۱۷ با هم ترسیم شده اند.



شکل ۴-۱۵: مقدار تنش کناری توزیع شده با استخراج پهنه فوقانی



شکل ۴-۱۶: مقدار تنش کناری توزیع شده با استخراج پهنه تحتانی

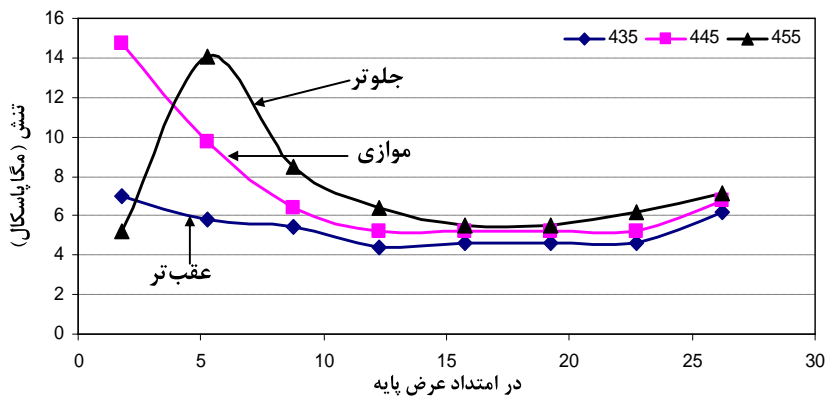
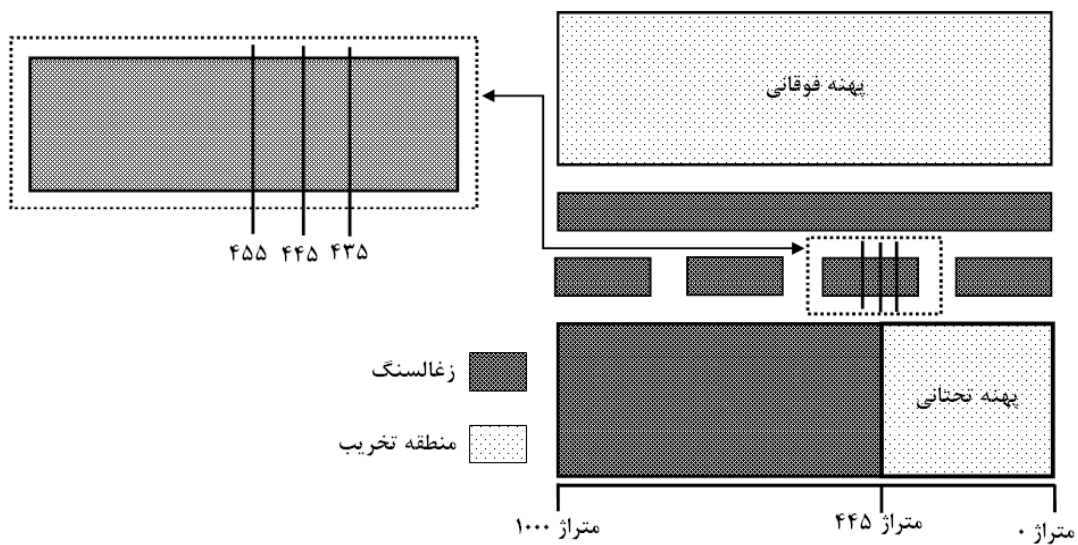


شکل ۴-۱۷: مقایسه مقادیر توزیع تنش کناری با استخراج دو پهنه فوقانی و تحتانی

با توجه به شکل ۴-۱۵ استنباط می شود که با استخراج پهنه فوقانی بیشترین تنش به ۴ متری لبه پایه حایل وارد می شود که مقدار تنش این محدوده به ۵۰ مگاپاسکال می رسد. با استخراج پهنه فوقانی مقدار تنش بسیار کمی به پایه حایل وارد می شود که این مقدار تنش در اثر حفر راهروهای کنار آن می باشد. با استخراج پهنه تحتانی مقدار ۲۲/۵ مگاپاسکال تنش به لبه پایه زنجیری وارد می شود. نکته قابل توجه در شکل ۴-۱۶ این است که با استخراج پهنه تحتانی تنش قابل ملاحظه ای به پایه های

حایل وارد نمی شود و این نوع پایه فقط مقدار تنش حاصل از حفر راهروها و استخراج پهنه فوقانی را تحمل می نمایند.

به منظور یافتن این نکته که در چه موقعیتی نسبت به سطح جبهه کار (جبهه کار بعد از خط برداشت قرار داشته باشد یا قبل از آن) تنش های کناری به حداکثر مقدار تنش خود بر روی پایه زنجیری می رسند، تنش کناری روی پایه زنجیری در سه موقعیت، برای حالتی که نقاط هیستوگرام در موقعیت ۴۴۵ متری محور Y ثابت شده است و جبهه کار در موقعیت ۴۳۵، ۴۴۵ و ۴۵۵ متری قرار دارد ثبت شده است. با توجه به شکل ۴-۱۸ می توان به موارد زیر اشاره کرد.



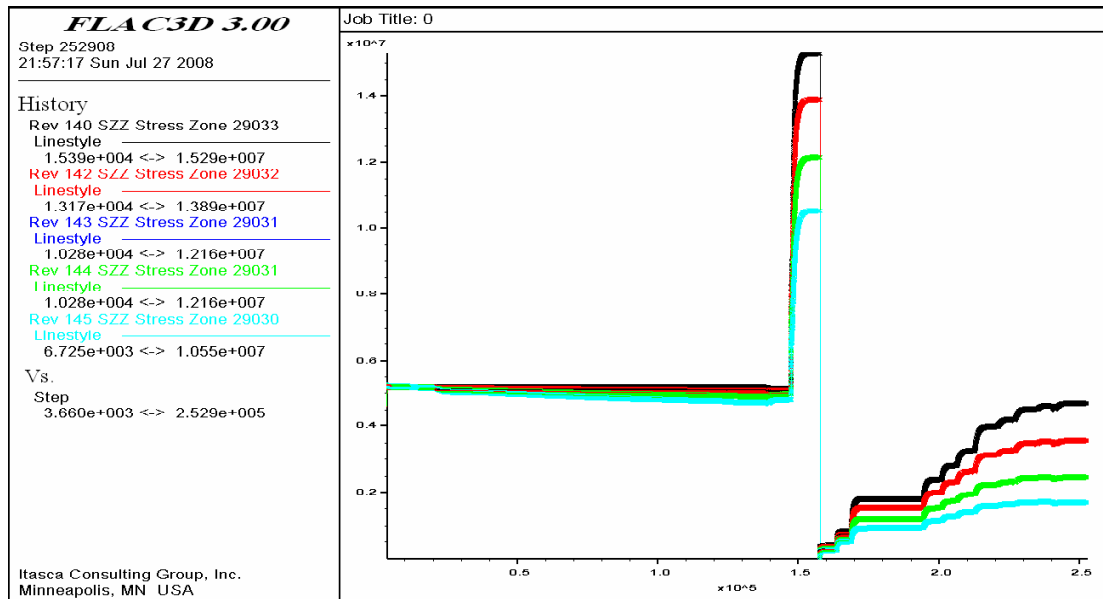
شکل ۴-۱۸: تغییرات تنش کناری روی پایه زنجیری نسبت به فاصله از جبهه کار

۱- در شرایطی که امتداد جبهه کار به یک امتداد مفروض بر روی پایه نزدیک می شود به تدریج تنش وارد بر پایه افزایش می یابد. توزیع تنش بر روی پایه به گونه ای است که بیشترین مقدار افزایش تنش در لبه پایه (در سمت پهنه در حال استخراج) مشاهده می شود. در این مورد همانطور که مشاهده می شود مقدار تنش از ۷ مگاپاسکال به ۱۵ مگاپاسکال افزایش یافته است.

۲- با عبور امتداد جبهه کار از امتداد مفروض بر روی پایه، شرایط توزیع تنش بر روی پایه تغییر می یابد و مطابق شکل، مقدار حداکثر تنش که پیش از این در نزدیکی لبه پایه قرار داشت به بخش های داخلی تر منتقل می شود و در فاصله ۶ تا ۷ متری لبه پایه به حداکثر مقدار خود که در این شرایط ۱۴ مگاپاسکال است، می رسد.

۳- استخراج کارگاه در پهنه تحتانی، اثر قابل توجهی بر روی توزیع و مقدار تنش در فواصل بیش از ۱۲ متری از لبه پایه ندارد. همانطور که در این شکل مشاهده می شود مقدار متوسط تنش وارد بر پایه در محدوده $\frac{2}{3}$ انتهایی عرض آن بدون توجه به موقعیت جبهه کار تحتانی در حدود ۵/۵ مگاپاسکال است.

در شکل ۴-۱۹ تعدادی از هیستوگرام توزیع تنش زون ها در امتداد محور X در منطقه تخریب پهنه تحتانی که با استفاده از این نمودارها هیستوگرام مربوط به تنش های کناری رسم شده نشان داده شده است. مستقیم بودن قسمت اول منحنی مربوط به حالتی است که زغالسنگ استخراج نشده است. با توجه به نمودارهای رسم شده در شکل ۴-۱۹، تنش در لبه جبهه کار حداکثر مقدار خود را داراست و با تخریب قسمت پشت جبهه کار تنش ها به شدت کاهش می یابند و با افزایش فاصله جبهه کار و فشرده شدن مواد تخریب شده مقدار تنش در منطقه تخریب به مقدار تنش های برجای اولیه می رسد. نکته قابل توجه دیگر در این شکل آن است که تنش های کناری مربوط به پهنه در وسط آن به حداکثر مقدار خود می رسند یعنی توزیع تنش در روی یک پهنه حالت متقارن دارد (در وسط پهنه حداکثر است و هر چه از مرکز پهنه دور شویم میزان تنش کاهش می یابد).



شکل ۴-۱۹: هیستوگرام مربوط به توزیع تنش قائم در منطقه تخریب در یک فاصله مشخص از جبهه کار

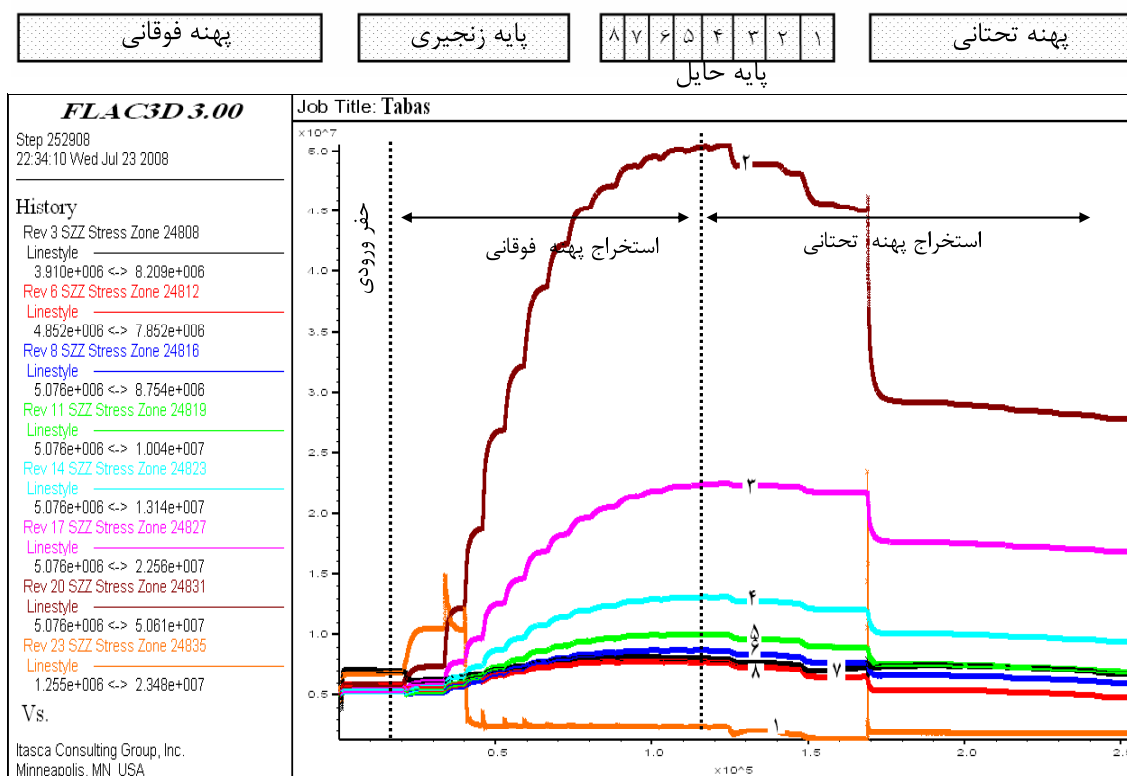
در شکل ۴-۲۰ تغییرات تنش مربوط به هر زون بر روی پایه حایل به صورت هیستوگرام نسبت به مراحل حل مدل نشان داده شده است. این نمودارها مربوط به حالتی است که هر دو پهنه استخراج شده‌اند. با توجه به شکل ۴-۲۰ نکات زیر قابل توجه است:

۱- بعد از استخراج پهنه فوقانی بیشترین تنش به زون‌های شماره ۱ و ۲ وارد می‌شود به طوری که زون ۲، تنش ۵۰ مگاپاسکال را تحمل می‌نماید و در هنگام استخراج پهنه تحتانی تنش پسماند ۳۰ مگاپاسکال از خود نشان می‌دهد.

۲- زون شماره ۳ بعد از استخراج پهنه تحتانی و عبور جبهه کار از مقابل خط برداشت تنش پس‌ماند ۱۸ مگاپاسکال از خود نشان می‌دهد و نیز در حین استخراج پهنه فوقانی تنش ۲۴ مگاپاسکال از خود نشان می‌دهد.

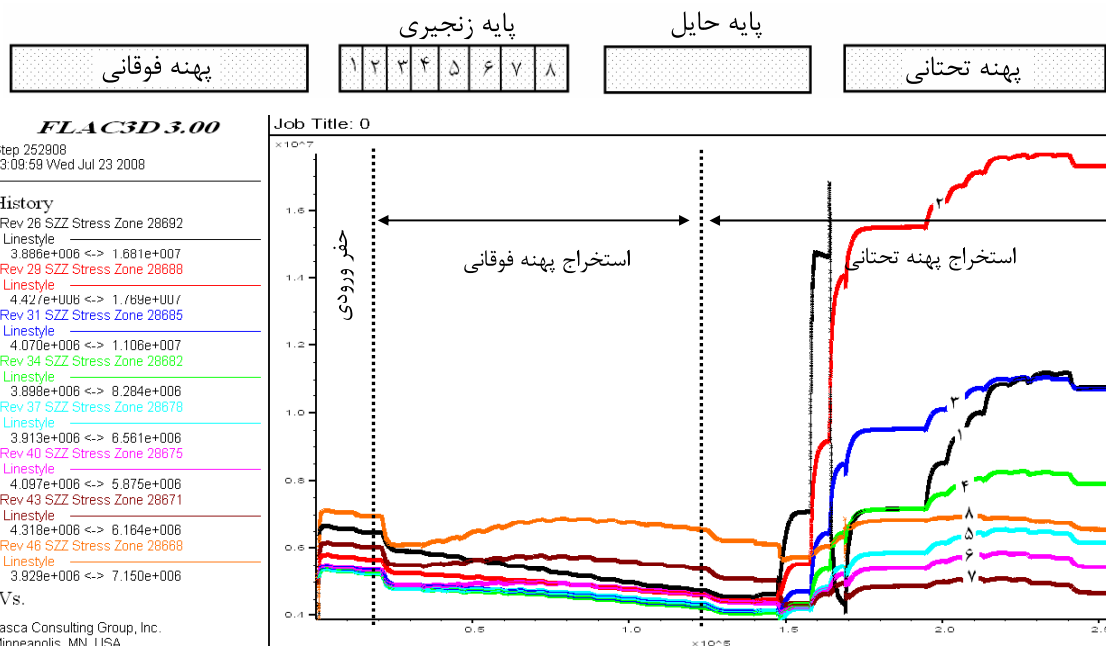
۳- از آنجایی که زون‌های شماره ۵ تا ۸ در منطقه دورتری از منطقه تخریب قرار دارند در طول عملیات معدنکاری به تسلیم نمی‌رسند و هنوز تحمل تنش ثابتی از خود نشان می‌دهند.

۴- تغییرات تنش بر روی بخش مرکزی پایه کم است و به این زون‌ها فشار کمی وارد می‌شود.



شکل ۴-۲۰: روند اعمال تنش بر روی المان های پایه حایل در امتداد خط برداشت

در شکل ۴-۲۱ تغییرات تنش مربوط به زون های روی پایه زنجیری به صورت هیستوگرام نسبت به مراحل حل مدل نشان داده شده است. با توجه به این شکل نکات زیر قابل توجه است:

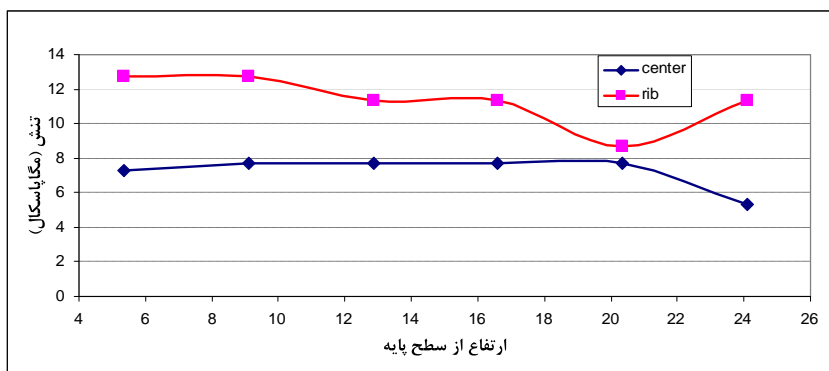


شکل ۴-۲۱: روند اعمال تنش بر روی المان های پایه زنجیری در امتداد خط برداشت

- ۱- با استخراج پهنه تحتانی زون های شماره ۲ و ۱ در حالتی که سینه کار بعد از خط برداشت قرار داشته باشد به تسلیم می رسند ولی داری تنش پس ماند ۱۰ مگاپاسکال می باشند.
- ۲- زون های شماره ۳ و ۴ با استخراج پهنه تحتانی به تحمل تنش ثابت ۱۱ مگاپاسکال می رسند.
- ۳- زون های شماره ۵ تا ۸ در حین استخراج پهنه تحتانی به تسلیم نمی رسند و هنوز مقاومت ثابتی از خود نشان می دهند.
- ۴- تا مرحله ۱۲۰۰۰۰ حل مدل، که مرحله استخراج پهنه اول است تمام زون ها حالت یکنواخت دارند و پس از آن تغییرات از خود نشان می دهند یعنی با استخراج پهنه فوقانی مقدار تغییرات تنش بر روی پایه زنجیری ناچیز است.
- با توجه به نمودارهای رسم شده در این بخش مشخص است که مجموع تنش های کناری و جلویی وارد بر پایه حایل حداکثر مقدار ۵۰ مگاپاسکال و برای پایه زنجیری مقدار ۲۲/۵ مگاپاسکال است.

۴-۶-۳- تغییرات تنش در امتداد محور قائم بر پایه زنجیری

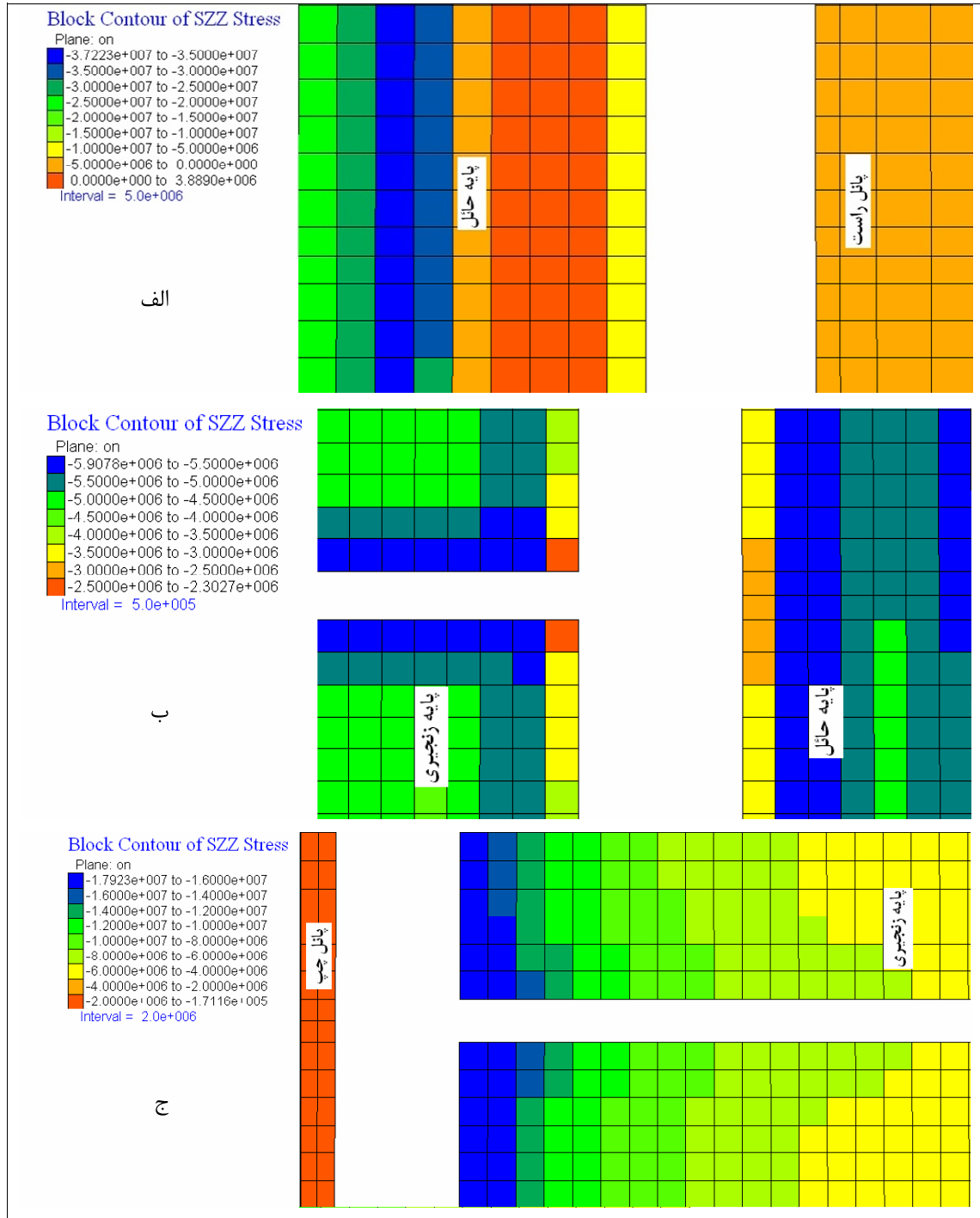
به منظور نشان دادن تغییرات تنش در مرکز و لبه پایه زنجیری، تغییرات تنش قائم بر حسب ارتفاع از سطح پایه در شکل ۴-۲۲ رسم شده است. با توجه به این نمودار تغییرات تنش قائم در مرکز پایه مقدار ثابتی را داراست اما تغییرات تنش قائم در لبه پایه زنجیری به دلیل این که در مجاورت راهرو و منطقه تخریب قرار دارد مقدار بیشتری است.



شکل ۴-۲۲: تغییرات تنش قائم در پایه زنجیری

توزیع تنش S_{zz} در سه موقعیت در امتداد محور X در محل ایجاد میان برها و نیز در اطراف پهنه های استخراجی در شکل ۴-۲۳ نشان داده شده است. با توجه به این شکل به دلیل هم خوردن توزیع اولیه تنش، پایه حایل مقدار تنش بیشتر از پایه زنجیری تحمل می نماید و میزان تنش وارد بر قسمت

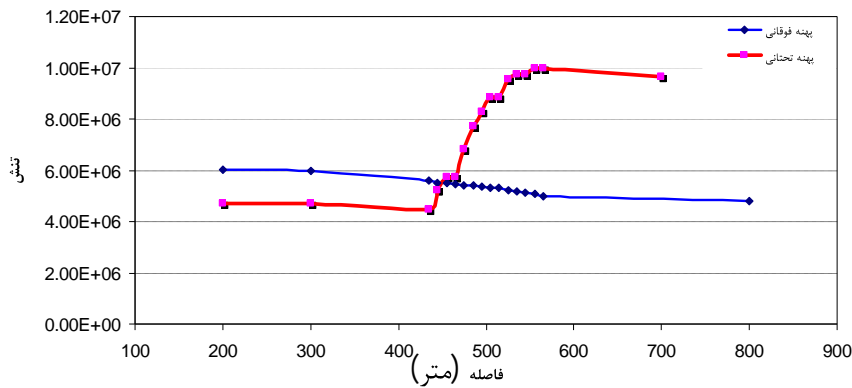
چپ پایه حایل و قسمت راست پایه زنجیری (شکل ۴-۲۳ ب) کمتر از سایر بخش های آن است (به قسمتی از پایه که در مجاورت منطقه تخریب قرار ندارند تنش کمتری وارد می شود).



شکل ۴-۲۳: توزیع تنش S_{ZZ} در سه موقعیت مختلف در اطراف پایه

۴-۶-۶-۴- تنش متوسط وارد بر پایه زنجیری

شکل ۴-۲۴ تنش متوسط وارد بر پایه زنجیری در دو حالتی که پهنه فوقانی و تحتانی استخراج شده است را نشان می‌دهد. با توجه به شکل ۴-۲۴ تنش متوسط وارد بر پایه زنجیری در هنگامی که پهنه فوقانی استخراج می‌شود، مقدار ثابتی است و تغییرات کمی از خود نشان می‌دهد در حالی که با استخراج پهنه تحتانی میزان تنش وارد بر پایه زنجیری به دلیل قرارگیری در مجاورت منطقه تخریب، افزایش می‌یابد. نکته حائز اهمیت دیگر در این نمودار این است که تغییرات تنش تا فاصله حدود ۱۴۰ متری از نقطه ثبت تنش (۴۴۲ متری) افزایش می‌یابد و بعد از آن به مقدار ثابتی میل می‌نماید بطوری‌که حداکثر تنش متوسط وارد بر پایه زنجیری برابر با ۱۰ مگاپاسکال است.

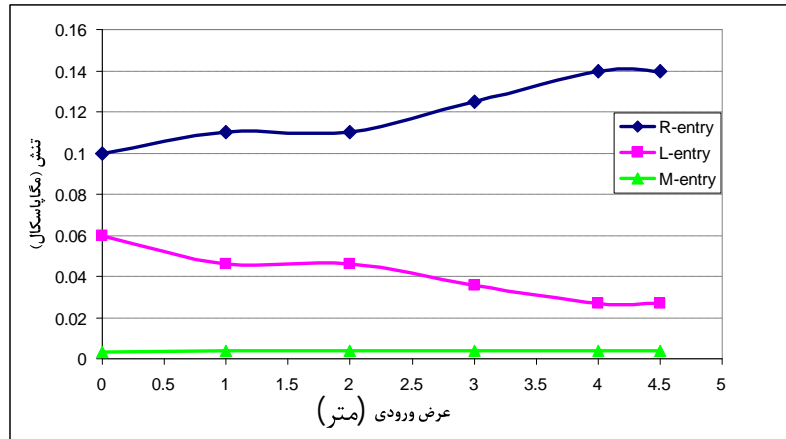


شکل ۴-۲۴: تنش متوسط وارد بر پایه زنجیری

۴-۶-۶-۵- محاسبه میزان جابه‌جایی

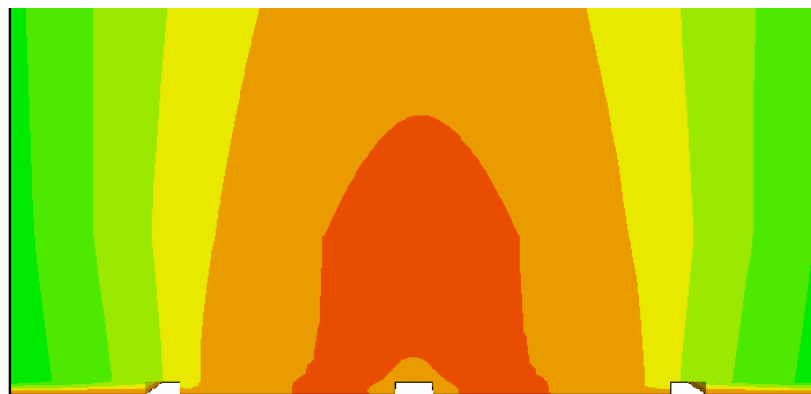
استخراج پهنه‌های فوقانی و تحتانی باعث نوعی جابه‌جایی در راهروها و نیز پایه‌های بین دو پهنه می‌شود. به این منظور میزان جابه‌جایی در پایه و سه نوع راهرو در هنگامی که پهنه فوقانی استخراج شده و موقعیت سطح سینه کار پهنه تحتانی در ۴۴۵ متری قرار داشته باشد ثبت شده است. شکل ۴-۲۵ هیستوگرام میزان جابه‌جایی در سه نوع راهرو و شکل ۴-۲۶ محدوده‌های جابه‌جایی در جهت Z، و شکل ۴-۲۷ محدوده‌های افزایش کرنش برشی در اطراف سه راهرو و منطقه تخریب شده نشان می‌دهد. با توجه به شکل ۴-۲۵ و ۴-۲۶ مشخص است که بیشترین جابه‌جایی در راهرو فوقانی و حداقل جابه‌جایی در راهرو وسط می‌باشد. نکته قابل توجه دیگر در این نمودار این است که قسمتی از راهروها که در مجاورت منطقه تخریب شده واقع شده‌اند حداکثر جابه‌جایی و منطقه اطراف پایه

کمترین جابه جایی را به خود اختصاص داده اند. بیشترین جابه جایی در راهرو فوقانی ۱۴ سانتی متر است. محدوده های جابه جایی در پایه در شکل ۴-۲۶ نشان داده شده است.

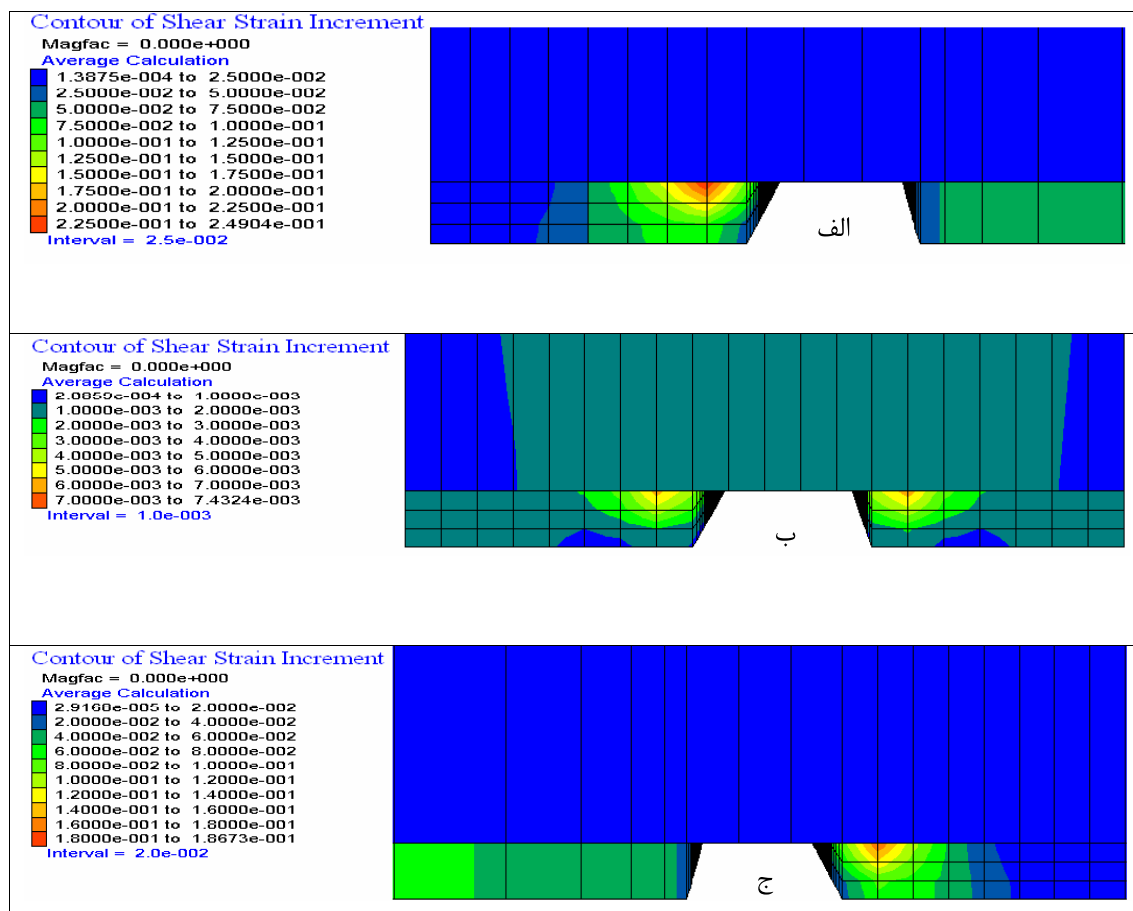


شکل ۴-۲۵: مقدار جابه جایی در راهروها

Contour of Z-Displacement
 Magfac = 0.000e+000
 -3.80006e-001 to -3.5000e-001
 -3.5000e-001 to -3.0000e-001
 -3.0000e-001 to -2.5000e-001
 -2.5000e-001 to -2.0000e-001
 -2.0000e-001 to -1.5000e-001
 -1.5000e-001 to -1.0000e-001
 -1.0000e-001 to -5.0000e-002
 -5.0000e-002 to 0.0000e+000
 0.0000e+000 to 1.1833e-002
 Interval = 5.0e-002

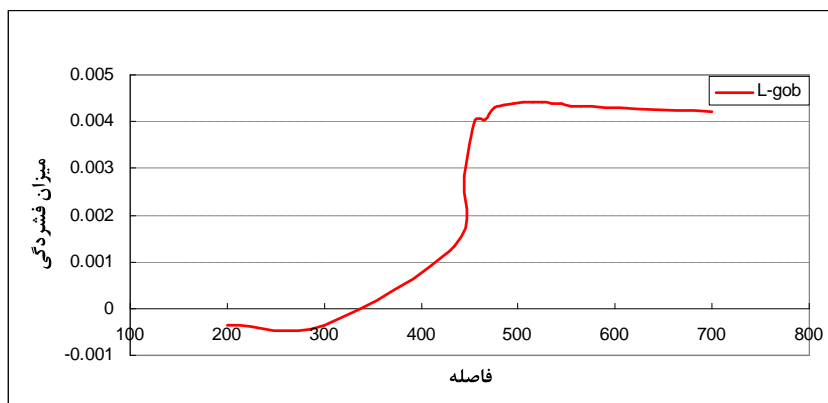


شکل ۴-۲۶: محدوده های جابه جایی در جهت Z در نمای افقی



شکل ۴-۲۷: محدوده های افزایش کرنش برشی (الف: راهرو فوقانی، ب: راهرو وسط، ج: راهرو تحتانی)

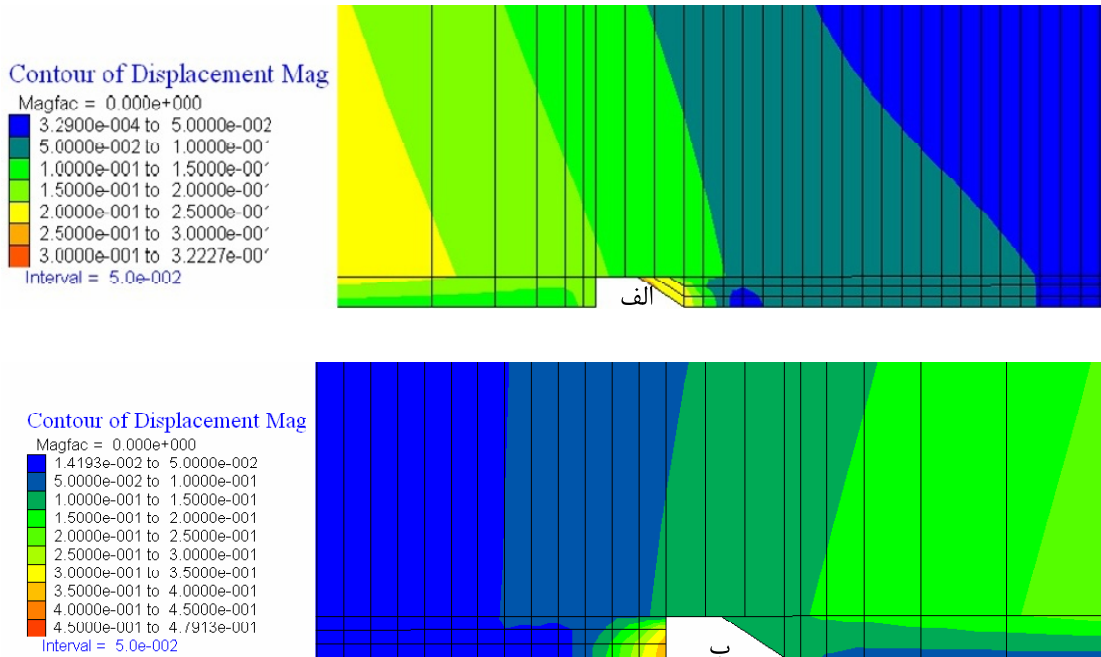
شکل ۴-۲۸ میزان فشردگی پایه زنجیری نسبت به موقعیت سطح استخراجی را نشان می دهد. بر طبق این شکل مشخص می شود که هر چه پهنه بیشتر استخراج شود میزان فشردگی افزایش می یابد به طوری که از ۵۰۰ متر به بعد میزان فشردگی مقدار ثابت $\frac{4}{5}$ میلیمتر است.



شکل ۴-۲۸: میزان به هم فشردگی پایه

هیستوگرام بزرگی جابه جایی در لبه پایه زنجیری و حایل در شکل ۴-۲۹ نمایش داده شده است. با توجه به این نمودار بیشترین جابه جایی برای پایه زنجیری مربوط به لبه آن است که در حدود ۱۰

سانتی متر جابه جایی دارد (شکل ۴-۲۹-الف). بیشترین جابه جایی نیز در لبه پایه حایل ۱۵ سانتی متر است با توجه به این که این پایه در مجاورت منطقه تخریب قرار گرفته است منطقی به نظر می رسد و نکته دیگر این که این مقدار جابه جایی در صورت استفاده از نگهدارنده در راهروها و اطراف پایه میزان جابه جایی کاهش خواهد یافت. (شکل ۴-۲۹-ب).



شکل ۴-۲۹: هیستوگرام جابه جایی در پایه

۴-۷- نتیجه گیری

در این فصل به تحلیل عددی پایه های زنجیری و حایل که به طور متوسط در عمق ۲۰۰ متری از سطح زمین قرار دارند پرداخته شده است و نحوه تاثیر تنش کناری و جلویی بر روی پایه ها و پهنه به صورت نمودارهایی برای هر دو حالت که پهنه فوقانی یا تحتانی استخراج شده باشد ترسیم گردیده است.

نتایج محاسبه بارهای جلویی و کناری نشان داد که به پایه زنجیری به طور متوسط مقدار ۱۰ مگاپاسکال تنش وارد می شود که با توجه به مقاومت پایه ۱۶/۹ مگاپاسکالی دارای ضریب اطمینان بیشتر از ۱/۶ است و دارای پایداری مورد نظر می باشد. بیشترین تنش وارد به پایه زنجیری به ۴ متری لبه پایه مقدار ۲۲ مگاپاسکال است که برای این محدوده از پایه، ضریب اطمینان کمتر از یک است یعنی احتمال شکست گوشه پایه وجود دارد. بیشترین جابه جایی بدست آمده نیز مربوط به لبه پایه زنجیری در منطقه ای در مجاورت منطقه تخریب مقدار ۱۴ سانتی متر است.

- با توجه به نتایج حاصل از مدل سازی عددی، به دلیل بر هم خوردن تعادل اولیه تنش در منطقه مقدار تنش وارد بر روی پایه حایل مقدار بیشتری از تنش وارد بر پایه زنجیری است. حداکثر میزان تنش وارد بر بخشی از پایه حایل (۴ تا ۵ متری لبه پایه) برابر با ۵۰ مگاپاسکال است. البته این بدان معنی نیست که همواره این مقدار تنش به پایه وارد می شود بلکه در یک حالت خاص مقدار تنش به این مقدار می رسد.

برای این که نتایج مدل سازی عددی قابل اعتماد باشد نتایج بدست آمده باید مورد اعتبار سنجی قرار گیرد. اعتبار سنجی داده ها را باید با ثبت تغییرات تنش و جابه جایی توسط دستگاه های ابزار دقیق در حین مراحل استخراج با نصب ابزار دقیق در راهروها و نیز در نقاطی از پایه، با توجه به مراحل معدنکاری ثبت شود و در نهایت با نتایج حاصل از مدل سازی عددی مقایسه شود ولی از آنجایی که ثبت داده های ابزار دقیق در معدن زغالسنگ طبعاً صورت نمی پذیرد در این پروژه برای رفع ابهام از طراحی در روش عددی و تجربی از روش های احتمالاتی استفاده شده است که احتمال شکست پایه ها با ابعاد طراحی شده را محاسبه می نمایند که در فصل ۵ شرح داده شده است.

فصل پنجم:

مدلسازی احتمالاتی پایه های زنجیری

۵-۱- مقدمه

خاک و سنگ از جمله محیط های غیر همگن و ناهمسانگرد هستند که معمولاً توسط یک سری پارامترهای هندسی، مکانیکی و مقاومتی (وزن مخصوص، مدول یانگ، چسبندگی، زاویه اصطکاک داخلی و ...) تعریف می شوند. این احتمال وجود دارد که این پارامترها در دو نقطه مختلف مقادیر متفاوتی را نشان دهند. لذا تعریف آن ها (به دلیل خطاهای موجود) بطور دقیق ممکن نیست مگر با اندازه گیری در هر نقطه، که چنین امری امکان پذیر نیست. معمولاً پارامترها مقادیری را کسب می کنند که شناخت دقیق آن ها برای ما ممکن نیست (Cambou, 1977). به یک نقطه در فضا ممکن است مقداری اختصاص یابد (مقداری از منحنی تغییرات پارامترها)، لذا لازم است پارامترها توسط یک فرآیند آماری تعریف شوند (Chodhury, 1987).

به دلیل این که نمی توان از این ابهامات بطور کامل چشم پوشی کرد روش های مخصوصی جهت محاسبه و یا مدیریت آن ها در ساخت انواع مدل ها به وجود آمده است. بخاطر غیر قابل تفکیک بودن ابهامات نسبت به محیط، گلاسر و دولین (Glaser and Doolin, 2000) بیان می کنند که می بایست در هنگام ورود به فرآیندهای آماری، به تحلیل رفتاری آن ها توجه شود و هیچ محاسبه دقیقی بر روی رفتار خاک و سنگ نباید بدون محاسبه تاثیر ابهامات ورودی در نتایج انجام پذیرد. از جمله روش های محاسبه تاثیر ابهامات ورودی می توان روش تحلیل حساسیت، حدود اطمینان (بررسی قابلیت اطمینان به روش محاسباتی)، محاسبه مستقیم خطاها در اطلاعات، تفسیر قضاوت های توصیفی و نظرات تخصصی را نام برد (Baecher et al, 2000).

در دهه های اخیر علم احتمالات روش هایی را برای تحلیل ارائه کرده است. در اینجا این سؤال مطرح می شود که چرا مهندسان ژئوتکنیک با توجه به شناخت اهمیت ابهامات تمایل چندانی به پذیرش روش های احتمالاتی در این موارد ندارند. برای این سؤال دو جواب قابل طرح است:

۱- وجود شک و تردید در مورد تحلیل های ریاضی، که آیا این تحلیل ها می توانند تکنیک های عملی مفیدی را ارائه دهند.

۲- سردرگم شدن در مورد نتایج احتمالاتی و چگونگی تفسیر کردن آن ها بصورت واضح و روشن.

۵-۱-۱- انواع ابهامات

بطور تجربی بخشی از ابهامات بعثت ماهیت تصادفی (طبیعی) متغیرها و بخش دیگر ناشی از شناخت محدود ما می باشد. ابهامات را می توان به دو دسته کلی تقسیم نمود.

۱) ابهامات تصادفی (طبیعی) که مربوط به بعضی از پارامترهای محیط یا سیستم مورد مطالعه و یا بعضی از پدیده هایی است که قرار است تولید شوند مانند میزان آب زیرزمینی، میزان بارندگی، مقدار چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی در نقاط مختلف. به طور کلی ابهامات تصادفی شامل ابهامات زمانی و مکانی هستند.

۲) ابهامات مربوط به عدم دقت روش های تخمین پارامترهای طبیعی (تصادفی) و یا بطور کلی عدم شناخت درست از آنچه باید مدل شود و پارامترهای مهم و موثر آن ها که به ابهامات شناختی (رفتار شناسی) معروف هستند. ابهامات قوانین به ابهامات مربوط به یک محاسبه برمی گردد و شامل ابهامات مدل و ابهامات پارامتری است (Ayyub and Chao, 1988).

الف) ابهامات مدل

این نوع از ابهامات عدم ظرفیت یک مدل را در معرفی رفتار فیزیکی دقیق سیستم مورد مطالعه و یا عدم ظرفیت تحلیل جهت تعریف بهترین مدل مورد استفاده را معرفی می کند (Baecher et al, 2000).

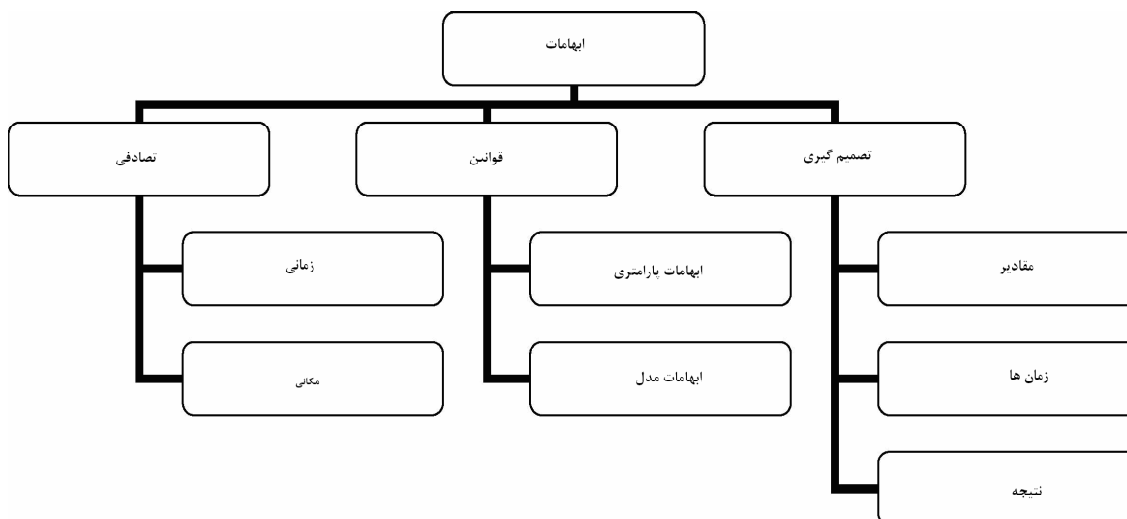
ب) ابهامات پارامتری

این نوع از ابهامات در نتیجه عدم قابلیت محاسبه صحیح مقادیر کمی اطلاعات آزمایشگاهی و یا کالیبره کردن اطلاعات می باشد.

تا قبل از این، اغلب ابهامات تصادفی در تحلیل های مهندسی مورد توجه و بررسی قرار گرفته است اما امروزه هر دو ابهام بطور دقیق مورد توجه قرار می گیرند.

علاوه بر دو نوع کلی ابهامات ذکر شده به نوع سومی از ابهامات در بعضی از مراجع اشاره شده است که آن را ابهامات تصمیم گیری می نامند. در اغلب کاربردها اثر این نوع از ابهام تصمیم گیری مورد توجه

قرار نگرفته است (Baecher et al,2000). در شکل ۵-۱ بطور شماتیک انواع مختلف ابهامات معرفی شده است.



شکل ۵-۱: انواع ابهامات (Baecher et al,2000)

۵-۲- منابع ابهام (عدم قطعیت) در کارهای ژئوتکنیکی

بطور کلی مهم ترین منابع ابهام در کارهای ژئوتکنیکی عبارتند از (Malkawi, et al,2000):

- الف) فرآیندهای تصادفی و طبیعی ذاتی (لاینفک).
- ب) بازتاب ناتوانی مدل مورد استفاده برای شبیه سازی مانند عدم قابلیت شبیه سازی، روش طراحی و یا رابطه تجربی جهت نشان دادن رفتار صحیح فیزیکی و مکانیکی.
- ج) عدم قطعیتها در معرفی پارامترهای مدل در نتیجه ناتوانی در کمی کردن و یا به حساب آوردن پارامترهای ورودی مدل.
- د) عدم قطعیتهای داده های ورودی شامل خطاهای اندازه گیری، ناهمگن بودن و ثابت نبودن داده ها و نیز دست کاری داده ها.

۵-۳- روش های تحلیل ابهامات ژئوتکنیکی

روش های موجود برای تفسیر فرمولی ابهامات در تصمیم های مهندسی و استفاده از تجربه و عمل هنوز محدود می باشند. به هر حال روش های شناخته شده و استفاده شده در مدل سازی ژئوتکنیکی عبارتند از (Ayyub and Chao,2000):

۱- تحلیل های احتمالاتی با وجود ابهامات تصادفی.

۲- تحلیل های منطق فازی در صورت وجود ابهامات ناشی از عدم دقت.

۳- تحلیل های ترکیبی منطق فازی و احتمالاتی وقتی هر دو ابهام در مدل موجود هستند.

۴-۵- ضرورت طراحی احتمالاتی

روش های مبتنی بر تحلیل های احتمالاتی برای تحلیل سیستم های دارای عدم قطعیت (ابهام) استفاده می گردد. اساس روش های طراحی احتمالاتی برای تعیین پایداری و عدم شکست این سیستم ها، شناخت و تشخیص آن دسته از فاکتورهایی است که در پایداری سیستم نقش دارند (Chowdhury, 1987).

پیشرفت و کاربرد روش های احتمالاتی در کارهای ژئوتکنیکی، به اندازه کارهای سازه ای عمرانی نیست یکی از دلایل آن را می توان مشکلات مربوط به بیان کمی و عددی یک توده سنگ و همچنین تعیین یک مدل معرف جهت تحلیل میزان نیروی مقاوم و بار اعمالی روی هر المان بنای (سازه) توده سنگ دانست (Park et al, 1987).

در تحلیل های احتمالاتی از روش هایی مشابه که در طراحی قطعی (تحلیل قطعی) استفاده می شود کمک گرفته شده است همچنین مکانیزم های شکست و مدلی که چگونگی این شکست را توضیح دهد باید شناخته شده باشند. در پاره ای از روش های تحلیل احتمالاتی احتمال شکست بصورت غیر مستقیم از طریق اندیسی به نام اندیس قابلیت اطمینان (β) بدست می آید که این اندیس با استفاده از ممان های آماری مقدار ضریب ایمنی تحلیل، محاسبه می گردد.

۵-۵- تحلیل احتمالاتی

در یک تحلیل قطعی پایداری، ضریب اطمینان پارامترهای ورودی همه از نوع قطعی هستند. در حالی که این پارامترها دارای ابهاماتی هستند و باید با یک ضریب اطمینان بیان شوند. بعنوان جایگزین روش های قطعی، تحلیل های احتمالاتی جهت بررسی ابهامات پارامتری ورودی پیشنهاد شده اند. در این روش ها ضریب اطمینان بعنوان یک متغیر تصادفی در نظر گرفته شده است و نتایج تحلیل های پایداری بصورت احتمالاتی تشریح می شوند. در تحلیل های احتمالاتی متغیرها می توانند توسط توابع توزیع متغیرهایشان بیان شوند (Park et al, 1987).

به عنوان مثال تحلیل کامل احتمالاتی یک توده سنگ درزه دار همیشه شامل یک مدل ترکیبی متشکل از یک مدل احتمالاتی هندسی و یک مدل احتمالاتی مکانیکی است که پدیده های مکانیکی مثل حرکت بلوک را شرح می دهند. این مدل ها ابتدا احتمال سینماتیکی ریزش را تعیین می کنند یعنی احتمال اینکه تعدادی از درزه ها بتوانند ترکیب شده و فرم یک بلوک قابل ریزش را از نظر سینماتیکی (هندسی) بوجود آورند. در مرحله دوم سعی می شود احتمال سینتیکی (مکانیکی) ریزش محاسبه گردد. در این حالت احتمال کلی حرکت یک بلوک مطابق رابطه ۵-۱ به دست می آید.

$$P_f = P(C_n|C_m) \times P_{cm} \quad (۱-۵)$$

که در آن، P_{cm} : احتمال سینماتیکی یا هندسی است و $P(C_n|C_m)$: احتمال ناپایداری سینتیکی به شرط هندسی است.

احتمال ناپایداری سینتیکی (یا مکانیکی) یک احتمال شرطی است که به هندسه بلوک مورد توجه وابسته است. به علت پیچیدگی احتمال شرطی در رابطه بالا معمولاً احتمال ریزش به صورت رابطه ۵-۲ بیان می شود:

$$P_f = P_m \times P_g \quad (۲-۵)$$

در این حالت تحلیل براساس یک مدل هندسی قطعی خواهد بود و تنها به پارامترهای مکانیکی بصورت متغیرهای تصادفی نگاه می شود و لذا با برابر یک قراردادن احتمال هندسی ریزش، احتمال کلی ریزش برابر با احتمال مکانیکی یا سینتیکی ریزش خواهد شد.

$$P_f = P_m \quad (۳-۵)$$

بطور کلی برای تعیین احتمال کلی ریزش می توانیم از دو روش متفاوت استفاده کنیم ابتدا از روش تحلیل قابلیت اعتماد که شامل تعیین یک احتمال ریزش براساس یک تابع پایه است (احتمال ریزش احتمالی است که این تابع منفی شود) و سپس روش تحلیل حساسیت که شامل محاسبه تغییرات نتایج براساس تغییر در متغیرهای ورودی است. این دو روش احتمالاتی براساس وضعیت یا شرایط مسئله مورد تحلیل، استفاده کاملاً متفاوتی دارند. یک تحلیل حساسیت می تواند بینش کمی خوبی را از عواملی که بیشترین تاثیر را بر پایداری سیستمی خاص نظیر یک شیب سنگ دارند منجر شود. باید توجه داشت که در این روش نمی توان احتمال واقعی شکست را برآورد نمود.

بر اساس ماهیت تحلیل های پایداری شیب ملزم به استفاده از روش های قابلیت اعتماد هستیم زیرا تغییر متغیرهای مختلف همزمان، باعث تغییر در شرایط پایداری خواهد شد و نیز در برخی از موارد ممکن است با تغییر یک سری از متغیرها برخی دیگر از متغیرهای نیز تغییر کنند (Malkawi et al, 2000).

۵-۶- تحلیل قابلیت اعتماد^۱

تحلیل قابلیت اعتماد شامل یک مجموعه روش هایی است که ابهامات را با استفاده از احتمال ریزش یا توزیع احتمالاتی تابع پایه^۲، مدیریت می کنند. روش های تحلیل قابلیت اعتماد عدم قطعیت های پارامترهای ورودی را به مقدار خروجی تابع انتقال می دهند. این روش دارای دو مزیت است:

الف) طراح اجازه می یابد ابهامات را به روش منطقی در طراحی و محاسبات مدیریت کند و به صورت دقیق به تحلیل یا تعیین حساسیت متغیرهای متفاوت طرح پردازد.

ب) تصمیم گیری ها بندرت مطلوب هستند و این روش ها پایه منطقی تری را برای تصمیم گیری در یک تحلیلی که کاملاً قطعی است ایجاد می کنند.

در مفهوم اساسی تحلیل قابلیت اعتماد عوامل مقاوم و ناپایدار کننده ژئوتکنیکی، کمیت هایی آماری هستند که دارای یک مقدار مرکزی (متوسط) و یک پراکندگی (واریانس)، اطراف این متوسط هستند. در بعضی از روش های احتمالاتی پارامترهای آماری دیگری نیز برای تشریح بیشتر توابع توزیع متغیرهای ورودی لازم است مثل: چولگی، کشیدگی و ... که در واقع نشان دهنده ممان های آماری درجه سوم، چهارم و ... هستند.

بعضی مواقع یک اصطلاح برای تشریح محدوده هدف تعریف می شود (مثل ریزش، تخریب). مثلاً در مورد ضریب اطمینان^۳ اگر مقدار آن برابر با ۱ باشد احتمال ریزش برابر با احتمال ($SF < 1$) خواهد بود و قابلیت اعتماد^۴ نیز به صورت زیر است.

$$Re = 1 - P_f \quad (۴-۵)$$

یک تحلیل ژئوتکنیکی قابلیت اعتماد شامل چهار مرحله متفاوت است (Baecher et al, 2000).

¹ Reliability analysis

² Basic probabilistic distribution function

³ Safety Factor

⁴ Realibility

(۱) تعریف محدوده هدف^۱ (محدوده حالت حدی) و توابع پایه: در این مرحله هر نوع ریزش قابل اتفاق تشریح و مراحل عملیاتی نشان دهنده ریزش به دقت تعیین می شود.

بعضی از انواع ریزش های پیش بینی شده می توانند به دلایل فیزیکی حذف شوند در این مرحله بایستی حداقل یک مدل قطعی مثل یک مدل تحلیل پایداری شیب و یک تابع پایه (مثلاً: تابع ضریب اطمینان) تعیین شود.

(۲) تعیین ابهامات و ساختن یک درخت پدیده ها: در این مرحله مجموعه پدیده های دخیل در ریزش در هر محدوده هدف در یک نمودار درختی که نشان دهنده وابستگی هر پدیده و هر نوع ریزش است معرفی می گردد. به این صورت که برای حالت های مختلف ممکن یک شاخه شامل عوامل متعدد ریزش و احتمال وقوع آن ها قرار خواهد گرفت. قوانین هر پدیده بصورت کامل تشریح می شوند بطوری که بتوان به هر شاخه یک احتمال اختصاص داد.

(۳) محاسبه احتمال هر شاخه از درخت پدیده: این احتمال توسط شناخت تجربی یا تحلیل های آماری انجام شده بر روی زمین و یا توسط محاسبات ژئوتکنیکی تعیین می شود.

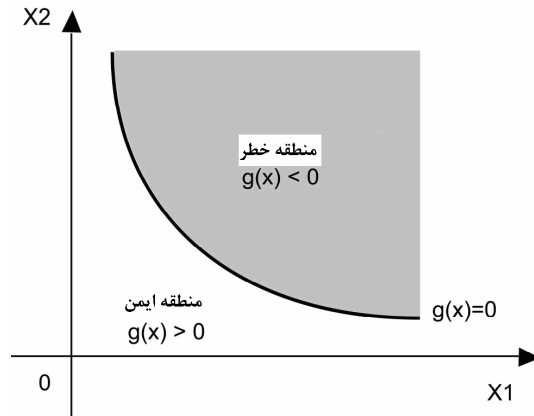
(۴) محاسبه احتمال تابع پایه یا هدف (احتمال ریزش): احتمال تابع هدف، براساس درخت پدیده ها محاسبه می شود.

قبل از ورود به مرحله عملی تحلیل قابلیت اعتماد باید مفاهیم اساسی تابع پایه، احتمال ریزش، شاخص قابلیت اعتماد (β) و همچنین روش های تحلیل قابلیت اعتماد معرفی گردد.

۵-۶-۱- تابع پایه

تابع پایه یا محدوده هدف، که با $g(x)$ نشان داده می شود (x معرف مجموعه پارامترهای تصادفی ورودی است) و تابعی است که هنگام شکست مقدار آن کوچک تر از صفر است ($g(x) < 0$) (Yarahmadi & Verdell, 2003). شکل ۵-۲ حد تعادلی این تابع یعنی $g(x)=0$ که مناطق مطمئن و نامطمئن را از هم تفکیک می کند نشان می دهد.

¹ Limit State



شکل ۵-۲: نمایش جدایش مناطق مطمئن و نامطمئن توسط تابع پایه $g(x)$ (Yarahmadi & Verdel, 2003)

به عنوان مثال در تحلیل قابلیت اعتماد یک بلوک کلیدی یا یک شیب سنگی، معیار شکست در تابع پایه تعریف می شود. این تابع در ژئوتکنیک معمولاً با حاشیه اطمینان رابطه ۵-۵ یا با کمک ضریب اطمینان رابطه ۶-۵ تعریف می شود.

$$g_1(X) = TR - TS \quad (۵-۵)$$

$$F = TR / TS \quad (۶-۵)$$

$$g_2(X) = F - 1.0 \quad (۷-۵)$$

که در آن TR ، TS و F به ترتیب عبارتند از: مجموع نیروهای مقاوم، مجموع نیروهای محرک و ضریب اطمینان است.

۵-۶-۲- احتمال ریزش

یکی از مشکلات اساسی تئوری قابلیت اعتماد محاسبه انتگرال چندگانه احتمالاتی برای تخمین احتمال ریزش است (Zhao and Ono, 2001). احتمال ریزش مطابق رابطه زیر محاسبه می شود.

$$P_f = P(g(X) \leq 0) = \int_{g(x) \leq 0} f(X) dX \quad (۸-۵)$$

که در آن $X = [X_1, X_2, \dots, X_n]$ معرف مجموعه متغیرهای تصادفی، $f(X)$ تابع چگالی احتمال X و $g(X)$ تابع پایه هستند. محاسبه این انتگرال احتمالاتی به دلیل در دسترس نبودن تمام اطلاعات مورد نیاز برای تعیین تابع چگالی احتمال و نیز از آنجایی که معرف یک کمیت بسیار کوچک است، مشکل است.

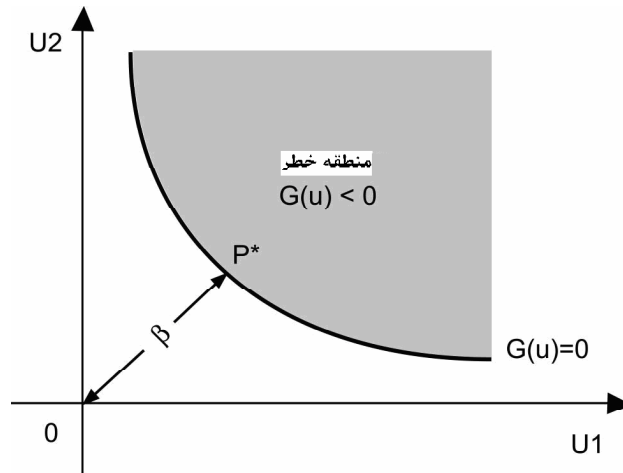
در موارد خاص برای سیستم های ساده، جایی که می توان بطور تحلیلی توزیع تابع پایه $g(X)$ را تعریف نمود می توان از روش های تحلیلی برای محاسبه انتگرال استفاده نمود ولی در حالت معمول وقتی که تابع چگالی احتمال نرمال نیست و تابع پایه نیز خطی نمی باشد تعیین مقدار دقیق توسط روش های تحلیلی غیرممکن است لذا این مشکل محققین را به سمت توسعه روش های مختلف تقریبی هدایت می کند.

۵-۶-۳ - اندیس قابلیت اعتماد (β)

ضریب اطمینان سنتی، معرف ابهامات پارامترهای اصلی وارد شده در تابع پایه نمی باشد. در مقابل اندیس قابلیت اعتماد، کمیتی است که اجازه می دهد قضاوتها در مورد پایداری با شناخت ابهامات پارامترهای ورودی انجام پذیرد.

این اندیس در محاسبات سازه ای به عنوان یک مبنای مقایسه ای قابلیت اعتماد، توسعه یافته است و جهت بیان درجه عدم قطعیت در فاکتور ایمنی محاسبه شده به طوری که ابهامات اطلاعاتی را به شکل تقریبی وارد محاسبات می نماید بکار می رود. یعنی بدون شناخت کامل تابع توزیع احتمالاتی این پارامترها و تنها با توجه به بعضی از مشخصه های آماری آنها (بطور کلاسیک: میانگین و انحراف معیار) این مهم صورت می گیرد. به این ترتیب این اندیس به ما اجازه می دهد تا احتمال ریزش را محاسبه نمائیم (Zhao and Ono, 1999).

از نظر هندسی اندیس قابلیت اعتماد، نزدیک ترین فاصله خطی است بین مبدأ و سطح محدوده هدف در فضای متغیرهای استاندارد (هر فضای آماری دارای متوسط صفر و انحراف معیار ۱ است). به نقطه حاصل از برخورد این خط با تابع هدف که به آن نقطه طرح یا نقطه متحمل ترین ریزش گفته می شود. شکل ۳-۵ نقطه طرح (p^*) روی محدوده ای هدف و اندیس قابلیت (β) را نشان می دهد.



شکل ۵-۳: نقطه طرح (p^*) روی محدوده هدف و اندیس قابلیت (β) را نشان می دهد (Zhao and Ono, 1999)

محاسبه اندیس قابلیت اعتماد نیازمند عوامل زیر است:

(الف) یک مدل مکانیکی قطعی (به عنوان مثال، یک فرآیند تحلیل پایداری شیب)

(ب) یک تابع پایه (برای مثال $g(X) = F - 1.0$)

(ج) پارامترهای آماری معرف ابهامات (یا معرف تغییرات) متغیرهای تصادفی مثل: میانگین (μ) و انحراف معیار (σ) یا شاخصه های عدم تقارن تابع توزیع (ξ)

(د) تعریف محدوده هدف (برای مثال $g(X) = F - 1.0 = 0$)

(ه) یک روش برای تخمین مقدار متوسط انحراف معیار و یا دیگر ممان های استاتیکی محدوده هدف (تحلیلی یا تقریبی مثل: روش های FORM, SORM یا MCS)

در اغلب روش های تحلیل قابلیت اعتماد، احتمال ریزش توسط اندیس (β) تعیین می شود، مگر در روش های شبیه سازی که به ما اجازه ی تخمین مقادیر بطور مستقیم را می دهند. احتمال ریزش وابسته به اندیس قابلیت اعتماد به صورت زیر بیان می شود (Rackwitz and Fiessler, 1987).

$$p_f \approx \Phi(-\beta) \quad (9-5)$$

که در آن Φ تابع توزیع تجمعی نرمال استاندارد است.

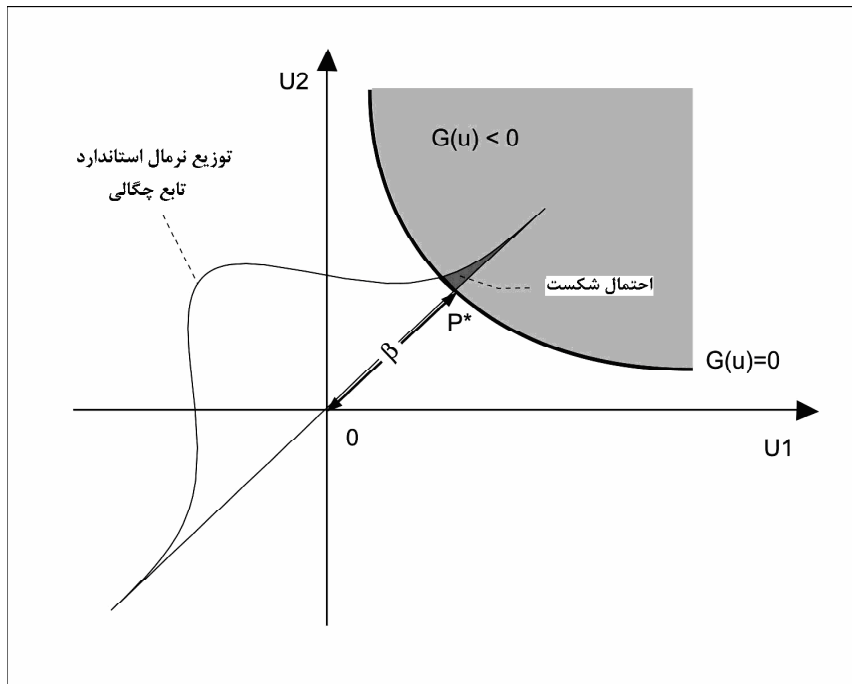
اندیس قابلیت اعتماد β می تواند در دو سیستم مختصاتی محاسبه شود سیستم مختصاتی پایه یا اولیه ($x-y$)، که توسط اطلاعات اولیه تعریف می شود یا سیستم مختصاتی تقلیل یافته یا استاندارد (سیستم U)، تعریف شده توسط مقادیر پایه تقلیل یافته و به مرکز منتقل شده (استاندارد). یکی از

این اندیس ها، اندیس قابلیت اعتماد پیشنهاد شده توسط هاسوفر و لیند (Hasofer & Lind, 1974) است که صحیح تر و بیشتر مورد استفاده قرار گرفته است. این محققین کار در فضای متغیرهای مستقل به مرکز منتقل شده ی تقلیل یافته (استاندارد) را در مقابل کار در فضای متغیرهای فیزیکی پایه پیشنهاد نمودند که در آن انتقال متغیرهای X_i به متغیرهای نرمال U_i توسط رابطه زیر انجام می گیرد.

$$U = T(X) \tag{۱۰-۵}$$

وقتی مقادیر تابع پایه، نرمال و مستقل باشند، T معرف عملیات تقلیل و انتقال به مرکز مقادیر U_i خواهد بود. در این حالت U_i طبق رابطه زیر بدست می آید.

$$u_i = \frac{x_i - \mu_i}{\sigma_i} \tag{۱۱-۵}$$



شکل ۴-۵: نشان دهنده احتمال ریزش (Chowdhury and Xu, 1994)

که معرف یک انتقال ساده و خطی است و در شکل ۵-۵ و تابع پایه، معرف مقادیر نرمال شده است.

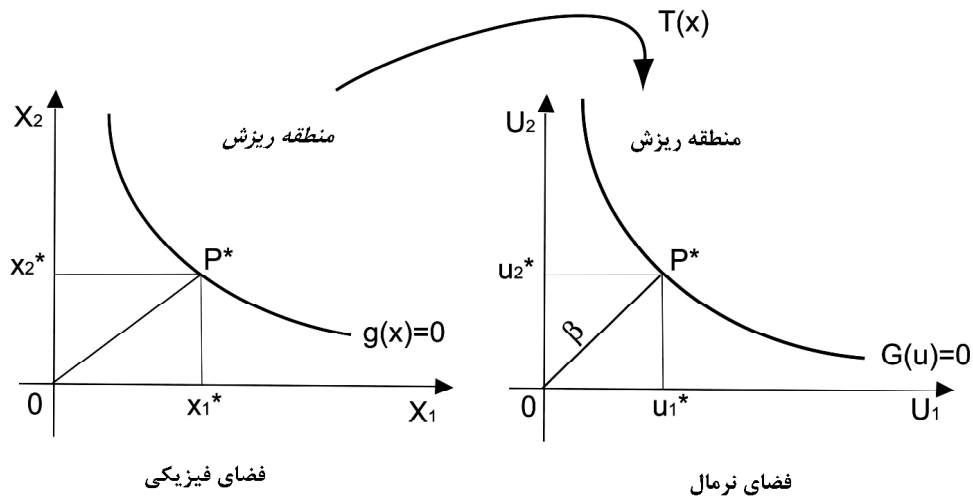
$$g(X) \equiv g(X(U)) = G(U) = 0 \tag{۱۲-۵}$$

اگر همه جا تابع پایه g خطی باشد، G خطی خواهد بود.

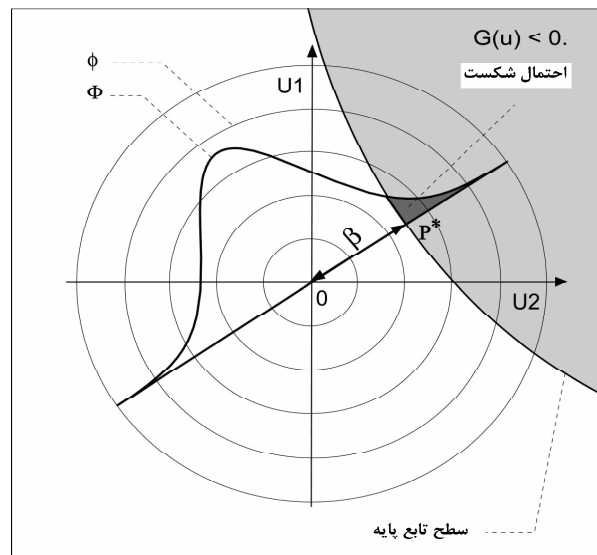
طبق نظر بایر و پائولا^۱ با توجه به این خصوصیت که خانواده توابع توزیع احتمال گوسی برای ترکیبات خطی، بسته هستند، می توان به سادگی نشان داد که در این حالت احتمال ریزش برابر است با (Zhao&Ono, 2001):

$$P_f = \int_{G(U) \leq 0} \phi_n(U) du \approx \Phi(-\beta) \quad (۱۳-۵)$$

بطوری که Φ_n در اصل تابع چگالی احتمال استاندارد نرمال با n بعد می باشد (n تعداد متغیرهاست).



شکل ۵-۵: انتقال از فضای فیزیکی به فضای نرمال (Liang et al, 1997)



شکل ۵-۶: شاخص قابلیت اعتماد و احتمال ریزش در فضای نرمال متغیرهای پایه

¹ Bauer-Pula

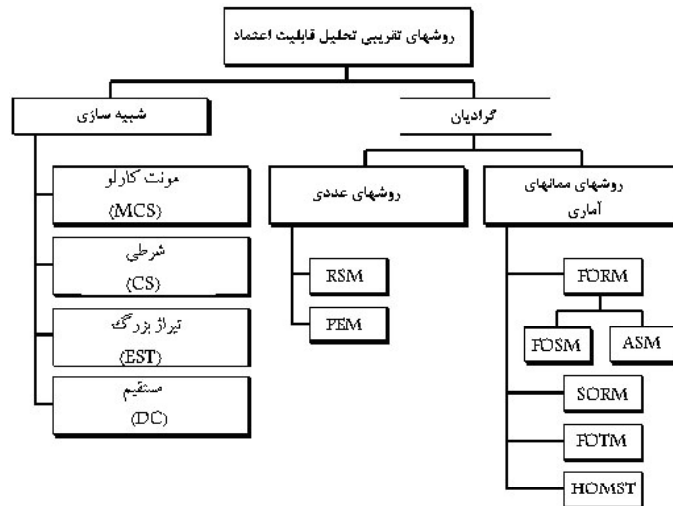
مشکل قابلیت اعتماد (یا محاسبه احتمال ریزش) با استفاده از اندیس قابلیت اعتماد (β) به سادگی حل می شود. این بحث در واقع یک بهینه سازی کلاسیک با محدودیت زیر است:

$$G(U) \leq 0 \text{ در محدوده ای که } \beta = \text{Min} \sqrt{U^T U}$$

۷-۵- روش های تقریبی برای محاسبه اندیس قابلیت اعتماد و احتمال ریزش

روش های موجود برای تخمین احتمال ریزش (P_f) به دو گروه روش ممان های آماری و روش شبیه سازی تقسیم می شوند:

در روش ممان های آماری ابتدا بایستی ممان های تابع پایه $g(x)$ در نزدیک ترین نقطه، به نقطه هدف برآورد شود. در این گروه می توان به روش قابلیت اعتماد ریشه اول 1 (FORM)، روش قابلیت اعتماد ریشه دوم 2 (SORM) و همچنین روش های جزئی دیگری که ممان های آماری سوم، چهارم یا بیشتر را استخراج می کنند مثل روش ممان اول ممان سوم 3 (FOTM) یا روش استاندارد سازی ریشه های بالاتر 4 (HOMST) اشاره نمود. شکل ۷-۵ یک ساختار عمومی از روش های تقریبی تحلیل قابلیت اعتماد را که به آن اشاره خواهد شد، نشان می دهد.



شکل ۷-۵: ساختار کلی روش های تقریبی تحلیل قابلیت اعتماد (Baecher et al, 2000)

¹ First Order Reliability Moment

² Second Order Reliability Moment

³ First Order Three Moment

⁴ High-Order Moment Standardization

توسعه روش FORM از دهه هفتاد شروع شد و به عنوان یکی از روش های اطلاعاتی برای کارهای ژئوتکنیکی مورد استفاده قرار گرفت این روش شامل ممان های دوم ریشه اول¹ (FOSM) و روش پیشرفته دو ممان اول² (ASM) است (Chowdhury et al,1994).

FOSM یکی از روش های تعیین قابلیت اعتماد است که بیشترین استفاده را در تحلیل پایداری شیب سنگ ها دارد در صورتی که روش ASM برای تصحیح محدودیت های روش FOSM توسعه یافته است. روش ASM شامل تصحیحات انجام گرفته توسط آقایان Lind & Hasofe و Rackwitz & Fiessler و دیگر محققان بر روی روش FOSM است.

تقریب تابع پایه در نقطه هدف توسط یک خط راست یا یک صفحه، از مراحل است که خطاهای زیادی را در تحلیل روش FORM ایجاد می کند که مقدار این خطا به درجه غیر خطی بودن معادله تابع هدف بستگی دارد. به این دلیل روش های ممان با ریشه بالاتر مثل روش قابلیت اعتماد ریشه دوم (SORM) توسط انگ (Ang,1974) و فیسلر (Fiessler et al,1979) در زمینه ژئوتکنیک توسعه یافته است.

در روش قابلیت اعتماد ریشه دوم (SORM) از یک چند جمله ای برای تعریف صفحه تابع پایه در نقطه هدف استفاده می شود. برای تقریب تابع توزیع یک تابع پایه (Grigori & Lind,1980) پیشنهاد استفاده از ریشه های بالاتر تابع پایه را دادند.

تصحیحات روش قابلیت اعتماد ریشه اول (FORM) با استفاده از ممان های ریشه بالاتر توسط تیچی (Tichy,1994) مورد آزمایش قرار گرفته و به ایجاد روشی بنام قابلیت اعتماد ممان های سوم از ریشه اول (FOTM) منجر شده است (Zhao&Ono,1999).

روش FOTM، روی ممان سوم تابع پایه با این فرض که تابع پایه استاندارد شده است تمرکز دارد. روش HOMST، ممان های چهارم از تابع پایه را برای انتقال آن به متغیرهای استاندارد وارد می کند و اندیس قابلیت اعتماد را محاسبه می کند.

روش های ممان های بالا ما را به بهترین تقریب ها نزدیک می نمایند اما چون وقت گیر هستند و تفاوت چندانی را با ممان های پایین تر ایجاد نمی کنند به طور عمومی برای اغلب کاربردها توصیه نمی شوند.

¹ First Order Second Moment

² Advanced Second-moments Method

روش سطح جواب^۱ (RSM) و روش تخمین نقطه ای^۲ (PEM) از جمله روش های عددی استفاده شده در ژئوتکنیک می باشند. روش RSM توسط ونگ برای تقریب تابع پایه در نقطه هدف توسط یک چند جمله ای با ریشه اول یا دوم متغیرهای پایه که امکان محاسبه گرادیان ها (ممان ها) را به ما می دهند پیشنهاد شده است (Wong, 1984).

روش PEM روش تقریبی پیشنهاد شده توسط روزنبلات است که تخمین دو ممان اول تابع پایه را براساس دو ممان اول متغیرهای تصادفی پایه حاصل می کند (Rosenblueth, 1975). روش شبیه سازی براساس ایجاد مجموعه جواب های سینتیکی است که با استفاده از آن ها می توان احتمال ریزش را تخمین زد.

$$P_f = \frac{N_f}{N} \quad (۱۴-۵)$$

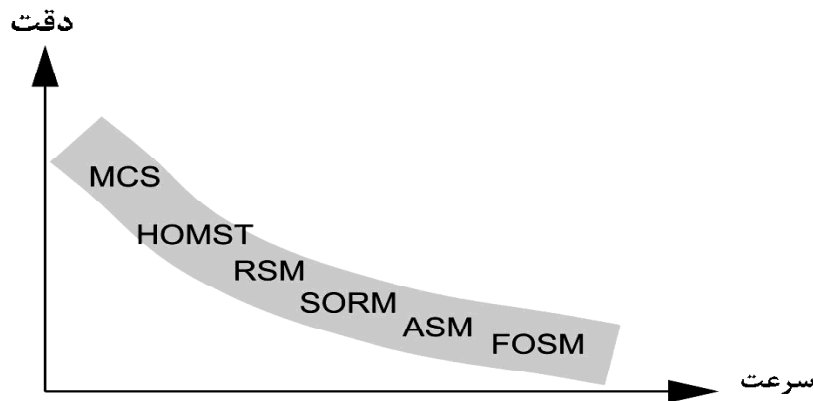
بطوری که N_f تعداد جواب قرار گرفته در منطقه ریزش و N تعداد کل جواب ها است. یکی از تکنیک های ساده این روش، روش شبیه سازی مونت کارلو^۳ (MCS) است که شامل ایجاد مقادیر عددی تصادفی از متغیرهای پایه برای حل مشکل ساختاری متغیرهای تصادفی ترکیبی است. به دلیل این که برای نزدیک شدن به واقعیت تعداد شبیه سازی زیادی مورد نیاز است. بطور تقریبی این تعداد برابر با $\left(\frac{100}{P_f}\right)$ است. روش های شبیه سازی دیگری مثل روش شبیه سازی شرطی (CS) روش تیراژ بزرگ (EST) و روش شبیه سازی جهت دار^۴ (DS) برای تقلیل تعداد شبیه سازی پیشنهاد شده اند. انتخاب روش احتمالاتی در مدل سازی احتمالاتی به درجه دقت و سرعت محاسبات مورد نظر بستگی دارد. شکل ۵-۸ شامل مجموعه اطلاعات کیفی است که به طور نسبی روش های بیان شده بالا را از نظر دقت و سرعت بررسی می کند.

^۱ Response-Surface Method

^۲ Point Estimate Method

^۳ Monte Carlo simulation

^۴ Directional Simulation



شکل ۵-۸: مقایسه روش های تحلیل قابلیت اطمینان بر اساس سرعت و دقت (Baecher et al, 2000)

۵-۸- همبستگی بین پارامترهای ورودی و تاثیر آن بر ممان های تابع هدف

در روش ممان های آماری در صورتی که متغیرهای ورودی همبسته یا مرتبط باشند یا به عبارتی تغییر یکی باعث ایجاد تغییرات در دیگری گردد از ضریب همبستگی این متغیرها با استفاده از معادلات دیفرانسیل به صورت های زیر در محاسبه ممان های تابع پایه استفاده خواهد شد.

۱- میانگین و واریانس تابع پایه در صورت غیر همبسته بودن متغیرها، به ترتیب با استفاده از روابط زیر تعیین می گردد.

$$\mu_g = g(\mu_{X_1}, \mu_{X_2}, \dots, \mu_{X_n}) \quad (15-5)$$

$$Var(g) = \sum \left[\left(\frac{\partial g}{\partial X_i} \right)^2 Var(X_i) \right] \quad (16-5)$$

به این ترتیب طبق روابط بالا مقدار متوسط تابع پایه بر حسب مقادیر متوسط متغیرهای ورودی (X_i) محاسبه می گردد. همان گونه که از رابطه واریانس مشخص است مقدار واریانس تابع پایه نه تنها به مقدار واریانس متغیر X_i بلکه به میزان ضریب حساسیت تابع هدف نسبت به متغیر X_i ام

$$S_i = \left(\frac{\partial g}{\partial X_i} \right)^2 \text{ نیز بستگی دارد.}$$

۲- میانگین و واریانس تابع پایه در صورت همبسته بودن متغیرها به ترتیب با استفاده از روابط زیر تعیین می گردد.

$$\mu_g = g(\mu_{X_1}, \mu_{X_2}, \dots, \mu_{X_n}) + \frac{1}{2} \sum_{i,j} \sum_{i,j} \left(\frac{\partial^2 g}{\partial X_i \partial X_j} \right) \sigma_{X_i} \sigma_{X_j} \rho_{X_i, X_j} \quad (17-5)$$

$$Var(g) = \sum \left[\left(\frac{\partial g}{\partial X_i} \right) \Big|_{\mu_{x_i}} Var(X_i) \right] + 2 \sum_{i \neq j} \left[\left(\frac{\partial g}{\partial X_i} \right) \Big|_{\mu_{x_i}} \left(\frac{\partial g}{\partial X_j} \right) \Big|_{\mu_{x_j}} \sigma_{x_i} \sigma_{x_j} \rho_{x_i, x_j} \right] \quad (18-5)$$

که در آن، ρ_{x_i, x_j} : ضریب همبستگی بین دو متغیر i ام و j ام، که از رابطه زیر بدست می آید:

$$\rho_{x_i, x_j} = \frac{P}{\sigma_{x_i} \times \sigma_{x_j}} \quad (19-5)$$

که در آن P ، برابر با کواریانس (هم پراش) دو متغیر x_i و x_j است که بصورت زیر محاسبه می گردد.

$$cov[x_i, x_j] = \frac{1}{n} \sum_i \sum_j (x_i - \bar{x}_1)(x_j - \bar{x}_2) \quad (20-5)$$

که در آن:

\bar{x}_1 و \bar{x}_2 به ترتیب میانگین مقادیر متغیرهای i ام و j ام.

σ_{x_i} و σ_{x_j} به ترتیب انحراف استاندارد متغیرهای i ام و j ام.

فرض مستقل بودن خواص اصلی فیزیکی و مقاومتی سنگ و خاک، (C, Φ, γ) بوسیله محققان مختلفی گزارش شده است. به عنوان نمونه ماتسو و کوردوا^۱ و بعداً ماتسو نشان دادند که چسبندگی و زاویه اصطکاک داخلی مستقل از یکدیگرند. همچنین دتینجر و ویلسون^۲، چودهاری^۳، و کریستین^۴ و دیگران در مطالعاتشان استقلال آماری بین این متغیرها در نظر گرفته اند (Malkawi et al, 2000).

۹-۵- محدوده استفاده از روش قابلیت اعتماد با استفاده از ریشه اول (FORM)

بر طبق نظریه (Baecher, 1998) شرایطی که تحلیل های قابلیت اعتماد توسط روش FOSM، به یک β_{FOSM} دقیق، ثابت و دارای یک ارتباط روشن با P_F منجر شود در زیر آمده است.

- معیار شکست ترکیب خطی از متغیرهای پایه است.

- متغیرها دارای وابستگی بسیار ضعیفی هستند.

- چگالی احتمال متغیرهای پایه توسط یک چگالی نرمال چند بعدی امکان پذیر است.

(CRMGMGE, 1995) تأکید نمود که اگر تابع $g(X)$ تقریباً خطی بوده و ابهامات متغیرهای ورودی کوچک باشد این روش یک تقریب خوبی را بدست می دهد. به عنوان مثال اگر ضریب تغییرات آن ها از

¹ Matsuo and Kuroda

² Detinger and Wilson

³ Chowdhury

⁴ Cristein

۱۵% کمتر باشد در غیر این صورت نتایج غیردقیق و غیرقابل استفاده هستند. (Zhao & ono, 1999) متذکر شدند که روش FORM در مواردی که شعاع انحناء تابع پایه خیلی کوچک باشد دقت پایینی دارد و همچنین تابع پایه باید شامل تنها چند متغیر تصادفی باشد (Baecher et al, 2000).

حال که کلیات مربوط به مدل سازی احتمالاتی به همراه روش های تعیین اندیس قابلیت اعتماد بحث شد به کاربرد این روش ها در تعیین اندیس قابلیت اعتماد و احتمال شکست پایه های زنجیری در معدن زغالسنگ طبس پرداخته می شود.

۵-۱۰- مدل سازی احتمالاتی پایه های زنجیری

آنالیز قابلیت اطمینان بسط و توسعه روش های قطعی است که کاربرد زیادی در مهندسی عمران و مهندسی معدن در چند دهه اخیر داشته است. این روش می تواند محاسبه مقدار غیر مشخص پارامترهای زمین شناسی و پارامترهای ورودی در طراحی در برگیرند. شاخص قابلیت اطمینان در معدنکاری نیز استفاده شده است. پین (Pine, 1992) شاخص قابلیت اعتماد را برای پایه های معدنی برای حالتی که ضریب اطمینان دارای توزیع نرمال باشد به کار برده است. در ادامه آقایان کویک و لیونگ (Quek and Leung, 1995) شاخص قابلیت اعتماد را برای پایداری فضاهای استخراجی زیرزمینی به کار گرفته اند. لیو^۱ و همکاران در سال ۱۹۹۸ شاخص قابلیت اعتماد را به عنوان روشی که از روش های تحلیلی برای محاسبه مقاومت فشاری پایه بهره می برد برای طراحی پایه های معدنی به کار گرفتند. دنگ و همکاران (Deng et al, 2003) بر پایه اصول شبیه سازی مونت کارلو و با استفاده از پایگاه داده های شبکه عصبی مصنوعی، تکنیکی برای ارتباط بین پارامترهای احتمالاتی پایه و تنش های فشاری وارد بر پایه بدست آوردند و با استفاده از آن اندیس قابلیت اعتماد و احتمال شکست برای یک پایه منفرد در یک معدن مس در چین محاسبه نمودند.

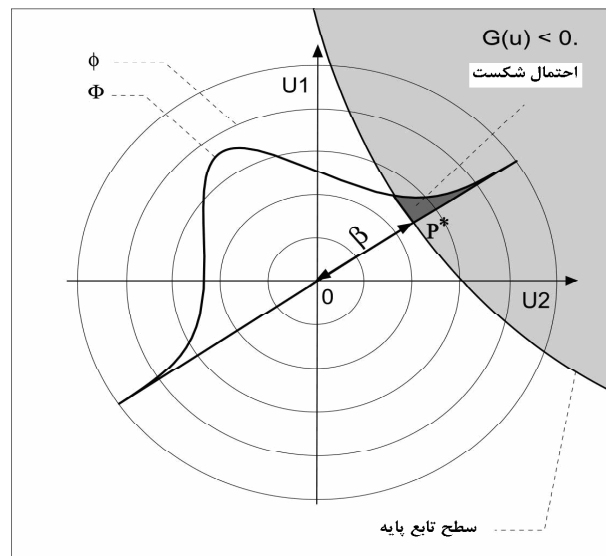
در این پروژه به منظور مدل سازی احتمالاتی ابعاد پایه های زنجیری در روش جبهه کار بلند معدن زغالسنگ طبس از روش تقریب استفاده شده است. روش شبیه سازی استفاده شده روش مونت کارلو و روش ممان های آماری FORM (FOSM and ASM) است که در ادامه به شرح آن پرداخته شده است.

¹ Liu

۵-۱۱- روش ممان های آماری

مبنای این روش ها بر اساس محاسبه ممان های مرکزی تابع پایه می باشد، بدین گونه اگر احتمال این که تابع پایه کمتر یا مساوی صفر باشد به عنوان تابعی از ممان های مرکزی بیان می شود. احتمال شکست بصورت غیر مستقیم از طریق اندیس قابلیت اعتمادی که بر اساس روابط بین ممان های تابع هدف بدست می آید محاسبه می گردد. هرچه از روش های با ممان بالاتر استفاده شود اندیس قابلیت اطمینان محاسبه شده دقیق تر بدست خواهد آمد و در نتیجه احتمال شکست بصورت دقیق تر برآورد می گردد (Zhao & Ono, 1999).

در روش های ممان برای تحلیل قابلیت اطمینان سیستم، تنها اطلاعات ورودی مورد نیاز ممان های آماری پارامترهای ورودی می باشد و به نحوه توزیع این پارامترها (تابع توزیع) آن ها نیازی نیست. محاسبه احتمال شکست (مساحت نشان داده شده به رنگ تیره در شکل ۵-۹ به صورت دقیق ممکن نیست زیرا سطح تابع پایه در حالت حدی دارای انحنا می باشد به همین دلیل روش های ممان های آماری با درجات مختلف جهت تقریب هر چه بهتر و محاسبه این مساحت (احتمال شکست) پیشنهاد گردیده است.



شکل ۵-۹: مساحت محصور بین سطح تابع هدف و تابع چگالی احتمال در فضای نرمال (Yarahmadi and Verdell, 2003).

۵-۱۱-۱- روش قابلیت اعتماد با استفاده از ریشه اول (FORM)

روش قابلیت اعتماد با استفاده از ریشه اول (FORM) ترکیبی از روش های تحلیلی و تقریبی است که شامل سه مرحله اصلی است:

۱- هر متغیر پایه ای که در تابع پایه نقشه آفرین است یا نرمال فرض می شود یا باید نرمال سازی شود (انتقال به تابع توزیع نرمال).

۲- اندیس قابلیت اعتماد براساس دو ممان اول آماری تابع پایه محاسبه می شود.

۳- احتمال شکست یا ریزش مربوط به نقطه هدف بوسیله رابطه بین β و P_f (معادله ۵-۹) محاسبه می شود و برای توابع پایه غیرخطی، سطح شکست در نقطه هدف، خطی سازی می شود (Yuceman et al, 2002).

همانطور که در فصل دوم بیان شده است روابط تجربی به خاطر سادگی، کاربرد گسترده ای در طراحی پایه در معادن فلزی و غیر فلزی دارند. به دلیل عدم قطعیت پارامترهای ورودی در این روابط نمی توان به طراحی انجام شده صد درصد اعتماد کرد بنابراین طراحی با شک و تردید همراه است بنابراین لازم است که تغییر خصوصیات پارامترها در طراحی در نظر گرفته شود.

در آنالیز قابلیت اعتماد پایه های معدنی لازم است که تابع عملکرد پایه محاسبه شود. مشابه روش های مرسوم ابتدا تابع پایه $g(X)$ (که در آن X معرف پارامترهای ثابت و متغیر پایه زنجیری و محیط در برگرنده آن است) باید محاسبه گردد. در مورد پایه های زنجیری از آنجایی که ملاک ضریب ایمنی است و بر طبق تعریف، ضریب ایمنی از تقسیم نیروهای مقاوم بر نیروهای محرک محاسبه می شود. در این حالت $g(X)$ از رابطه زیر قابل محاسبه است.

$$g(x) = \frac{R}{S} \quad (۲۱-۵)$$

که در آن R : نیروی مقاوم است. نیروی مقاوم مقاومت پایه زنجیری است که توسط روابط مقاومت پایه محاسبه می شود در این رابطه فاکتور مقاومت توده سنگ پایه و عامل مربوط به شکل و ابعاد آن در نظر گرفته شده است و S : نیروی محرک است. نیروی محرک تنش وارد بر پایه زنجیری است که از حاصل جمع بار روباره و بار وارد بر پایه از طرف منطقه تخریب محاسبه می شود. با توجه رابطه بالا، شکست پایه هنگامی اتفاق می افتد که $g(x) < 1$ باشد. در صورتی که رابطه بالا را بر حسب رابطه نیروهای مقاوم

(مقاومت پایه زنجیری با استفاده از رابطه مادن) و محرک (تنش وارد به پایه زنجیری) بازنویسی شود تابع عملگر پایه به صورت زیر بیان می شود.

$$g_{Madden}(x) = \frac{\frac{2.59K}{(L \times W \times H)^{0.667}} \left[.237 \left[\left(\frac{W}{5H} \right)^{2.5} - 1 \right] + 1 \right]}{.00981\gamma [2W \times h + B \times h + h^2 \tan \phi] \frac{(L+B)}{2W \times L}} \quad (22-5)$$

که در آن، W : عرض پایه زنجیری، h : عمق قرارگیری از سطح زمین، γ : چگالی متوسط روباره بر حسب $\frac{kg}{m^3}$ ، ϕ : متوسط زاویه برش، B : عرض راهروها (m)، L : طول پایه، K : مقاومت فشاری نمونه های مکعبی زغال در آزمایشگاه بر حسب MPa و H : ارتفاع پایه است.

بعد از محاسبه تابع عملگر پایه $g(x)$ و به منظور محاسبه اندیس قابلیت اعتماد، لازم است که میانگین و انحراف معیار متغیرهای تابع عملگر پایه محاسبه شود. در این حالت هر ۸ پارامتر معرفی شده در تابع پایه (پارامترهای ژئوتکنیکی و هندسی) به صورت متغیر در نظر گرفته شده است و فرض شده است که تمام پارامترها دارای تابع توزیع نرمال باشند. لازم به ذکر است که میانگین و انحراف معیار مقدار عرض پایه با توجه به محاسبه عرض پایه توسط روش های مختلف برای عمق ۲۰۰ متر بدست آمده است. مقدار میانگین و انحراف معیار چگالی از محاسبه چگالی لایه های مختلف سقف و متوسط و انحراف معیار زاویه برش طبقات سقف با توجه به آنچه که محققان در منابع مختلف گزارش داده اند محاسبه شده است. میانگین و انحراف معیار متغیرهای تصادفی در جدول ۵-۱ بیان شده است. به منظور تعیین اندیس قابلیت اعتماد پایه های زنجیری در روش جبهه کار بلند مکانیزه با استفاده از روش قابلیت اعتماد با استفاده از ریشه اول از روش FOSM و ASM استفاده شده و در ادامه به آن پرداخته شده است.

جدول ۵-۱: میانگین و واریانس متغیرهای تابع عملگر پایه

پارامتر	(m)W	(m)H	(m) L	K (MPa)	γ ($\frac{kg}{m^3}$)	(m) B	(m) h	ϕ (رادیان)
میانگین	27	2/82	102/4	6/72	2/63	4/6	200	0/34
انحراف معیار	3/57	0/53	7/13	0/5	0/068	0/282	7/45	0/075

الف - روش دو ممان از ریشه اول (FOSM)

در روش FOSM منحنی حالت حدی تابع پایه توسط یک اصطلاح پولی نومیال (چند جمله ای تیلور) معادل سازی می شود به عبارت دیگر این منحنی توسط بسط سری تیلور در اطراف نقطه هدف بصورت خطی تقریب زده خواهد شد. در این روش تنها از جمله اول بسط سری تیلور استفاده می گردد و از بقیه جملات صرف نظر می شود (Liang et al, 1999) به این ترتیب امید ریاضی (میانگین) (μ_g) یا $(E(g))$ و انحراف معیار (σ_g) تابع پایه براساس متوسط و انحراف معیار متغیرها بسادگی قابل محاسبه است. در این حالت تابع پایه را می توان با استفاده از جمله اول بسط سری تیلور بصورت رابطه زیر نوشت.

$$G = \bar{F} - 1 + \sum_{i=1}^m (X_i - \bar{X}_i) \left(\frac{\partial G}{\partial X_i} \right) \quad (23-5)$$

برای تابع پایه $g(x)$ ، اندیس قابلیت اعتماد براساس نسبت این دو ممان اول آماری به شرح ذیل تعریف می شود.

$$\beta = \frac{E[g]}{\sqrt{\text{Var}[g]}} = \frac{\mu_g}{\sigma_g} \quad (24-5)$$

برای محاسبه احتمال ریزش باید تابع توزیع (β) را نرمال فرض کنیم. برای مثال در تعریف رابطه ۲۵-۵ U.S.Army فرض کرده است که β دارای یک تابع توزیع نرمال است. در این نوشته تابع چگالی احتمال ضریب اطمینان یا اندیس β بطور معمول، نرمال یا لاگ نرمال فرض شده است. در حالتی که تابع چگالی احتمال لاگ نرمال باشد اندیس قابلیت اعتماد توسط رابطه ۲۵-۵ بدست می آید (Park et al, 2001).

$$\beta_{Ln} = \frac{E[Ln(g)]}{\sigma_{Ln(g)}} \quad (25-5)$$

بطوری که

$$E[Ln(g)] = Ln(E[g]) - \frac{\sigma_{Ln(g)}^2}{2} \quad (26-5)$$

$$\sigma_{Ln(g)} = Ln\left(1 + \left(\frac{\sigma_g}{E[g]}\right)^2\right) \quad (27-5)$$

که در آن $\sigma_{Ln(g)}$ برابر با انحراف معیار تابع چگالی احتمال لاگ نرمال است و درحالی که تابع پایه به صورت $g(x) = F - F_0$ و F_0 حداقل ضریب اطمینان استاندارد باشد که کمتر از آن ایجاد ریزش می کند اندیس قابلیت اعتماد بر اساس روابط قبلی به صورت زیر محاسبه می شود.

$$\beta = \frac{\mu_F - F_0}{\sigma_F} \quad (28-5)$$

$$\beta_{Ln} = \frac{Ln(\mu_F / F_s \sqrt{1 + \rho_F^2})}{\sqrt{Ln(1 + \rho_F^2)}} \quad (29-5)$$

بطوری که ρ_F ضریب تغییرات تابع پایه F می باشد (ضریب تغییرات از تقسیم انحراف معیار بر میانگین هر پارامتر محاسبه می شود).

کواریانس تابع پایه $(F = g(X_1, X_2, \dots, X_n))$ از رابطه زیر تعیین می گردد (Yuceman et al, 2003).

$$\Omega_F = \sqrt{\sum_i s_i^2 \Omega_i^2} \quad (30-5)$$

این رابطه بیانگر آن است که کواریانس تابع پایه علاوه بر وابسته بودن به کواریانس متغیرهای ورودی به ضریب حساسیت مقدار خروجی نسبت به تغییر متغیرهای ورودی نیز بستگی دارد.

در رابطه ۳۰-۵، s_i ضریب حساسیت تابع پایه نسبت به متغیر i ام است و برابر با مشتق تابع پایه نسبت به متغیر i ام است.

$$s_i = \frac{\partial F}{\partial X_i} \quad (31-5)$$

و Ω_i : کواریانس متغیر i ام است که از رابطه زیر قابل محاسبه است.

$$\Omega_i = \sqrt{\Delta_0^2 + \Delta^2 + \delta^2} \quad (32-5)$$

که در آن، Δ_0 : کواریانس خطاهای آماری مربوط به محدود بودن نمونه گیری و اثر مقیاس، Δ : معرف کواریانس خطاهای سیستماتیک می باشد که نشان دهنده اختلاف با قاعده و در یک جهت بین مقادیر بدست آمده در آزمایشگاه و آزمایشات برجا و δ : کواریانس مقادیر خواص آزمایش شده بر روی نمونه هاست.

برای محاسبه متوسط و انحراف معیار تابع پایه با استفاده از روش FORM باید تابع پایه را اطراف متوسط متغیرهای تصادفی با سری تیلور باز نمود که عبارتند از:

¹ Coefficient of Variant

$$Y = g(X_1, X_2, \dots, X_n) \quad (33-5)$$

با استفاده از سری تیلور اطراف بردار تصادفی متوسط داریم:

$$Y = g(\mu_{X_1}, \mu_{X_2}, \dots, \mu_{X_n}) + \sum_{i=1}^n (X_i - \mu_i) \left. \frac{\partial g}{\partial x_i} \right|_{\mu_{X_j}} + \frac{1}{2!} \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^n (X_i - \mu_i)(X_j - \mu_j) \left. \frac{\partial^2 g}{\partial x_i \partial x_j} \right|_{\mu_{X_i}, \mu_{X_j}} + \dots \quad (34-5)$$

امید ریاضی قسمت دوم معادله قبل با توجه به تعریف متوسط، صفر است بطوری که با صرف نظر از جملات ریشه های بالاتر رابطه زیر بدست می آید.

$$E[Y] = \mu_g = g(\mu_{X_1}, \mu_{X_2}, \dots, \mu_{X_n}) \quad (35-5)$$

همچنین واریانس Y به شکل زیر محاسبه می شود:

$$\text{Var}[Y] = E[(Y - E[Y])^2] = \sigma_g^2 \approx \sum_i^n \sum_j^n \left. \frac{\partial g}{\partial X_i} \right|_{\mu_{X_i}} \left. \frac{\partial g}{\partial X_j} \right|_{\mu_{X_j}} \text{Cov}[X_i, X_j] \quad (36-5)$$

در این رابطه مشتقات جزئی $g(X)$ در نقطه متوسط متغیرها محاسبه شده است و $\text{Cov}[X_i, X_j]$ برابر با کوواریانس بین متغیر X_i و X_j است. در مواردی که متغیرها مستقل باشند رابطه 36-5 با رابطه زیر برابر است.

$$\text{Var}[Y] = \sigma_g^2 \approx \sum_i^n \left(\left. \frac{\partial g}{\partial X_i} \right|_{\mu_{X_i}} \right)^2 \text{Var}[X_i] \quad (37-5)$$

بطوری که $\left(\left. \frac{\partial g}{\partial X_i} \right|_{\mu_{X_i}} \right)^2$ حساسیت واریانس Y به تغییرات هر متغیر را نشان می دهد. بنابراین متوسط

تابع هدف با استفاده از جمله سوم تیلور می تواند برای تصحیح محاسبات متوسط Y بکار برده شود.

$$\mu_g = g(\mu_{X_1}, \mu_{X_2}, \dots, \mu_{X_n}) + \frac{1}{2} \sum_i^n \sum_j^n \left. \frac{\partial^2 g}{\partial X_i \partial X_j} \right|_{\mu_{X_i}, \mu_{X_j}} \text{Cov}(X_i, X_j) \quad (38-5)$$

وقتی $g(X)$ غیرخطی و پیچیده باشد یک خطای غیرقابل اغماض وارد محاسبات می شود و ریشه های بالاتر بسط سری تیلور مورد نیاز است، همچنین این روش تقریبی نتایج متفاوتی را برای روابط مختلف مکانیکی نتیجه می دهد علاوه بر این، این روش اطلاعات موجود در مورد توابع توزیع

احتمالاتی متغیرهای تصادفی مدنظر قرار نمی دهد. از طرف دیگر این روش نتایج صحیح را تنها در حالتی بدست می دهد که متغیرها دارای توابع توزیع نرمال بوده و تابع پایه $g(X)$ نیز خطی باشد. به منظور محاسبه اندیس قابلیت اعتماد پایه های زنجیری با استفاده از روش FOSM لازم است که میانگین و واریانس تابع پایه محاسبه شود. واریانس تابع پایه (رابطه ۵-۲۲) با در نظر گرفتن هر ۸ پارامتر به صورت متغیر و با توجه به این که کواریانس بین تمام متغیرها صفر در نظر گرفته شده است (متغیرها نا هم بسته اند) را می توان از تابع زیر محاسبه نمود.

$$\begin{aligned} \text{Var } g(x) = & \frac{278818.4475472302 \cdot h^4 k^2 l^{1.8666} \cdot \text{Var } \varphi w^{1.8666} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))^2 \cdot \sec^2[\varphi]^4}{H^{0.1334} \cdot (B+1)^2 \gamma^2 (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])^4} + \\ & \frac{278818.4475472302 \cdot k^2 l^{1.8666} \cdot \text{Var } w^{1.8666} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))^2 \cdot (B + 2w + 2h \tan[\varphi])^2}{H^{0.1334} \cdot (B+1)^2 \gamma^2 (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])^4} + \\ & \frac{278818.4475472302 \cdot k^2 l^{1.8666} \cdot \text{Var } \gamma w^{1.8666} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))^2}{H^{0.1334} \cdot (B+1)^2 \gamma^4 (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])^2} + \\ & \frac{278818.4475472302 \cdot l^{1.8666} \cdot \text{Var } w^{1.8666} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))^2}{H^{0.1334} \cdot (B+1)^2 \gamma^2 (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])^2} + \\ \text{Var } w & \left(- \frac{1056.065239551478 \cdot h k l^{0.9333} \cdot w^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{0.0667} \cdot (B+1) \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])^2} + \right. \\ & \left. \frac{5.596597784418741 \cdot k l^{0.9333} \cdot w^{0.9333} \cdot (\frac{w}{H})^{1.5} \cdot 492.81284403669724 \cdot k l^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{1.0667} \cdot (B+1) \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])} + \frac{492.81284403669724 \cdot k l^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{0.0667} \cdot (B+1) w^{0.06669999999999998} \cdot \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])} \right)^2 \\ \text{Var } B & \left(- \frac{528.032619775739 \cdot h k l^{0.9333} \cdot w^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{0.0667} \cdot (B+1) \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])^2} - \right. \\ & \left. \frac{528.032619775739 \cdot k l^{0.9333} \cdot w^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{0.0667} \cdot (B+1)^2 \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])} \right)^2 + \\ \text{Var } l & \left(- \frac{528.032619775739 \cdot k l^{0.9333} \cdot w^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{0.0667} \cdot (B+1)^2 \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])} + \right. \\ & \left. \frac{492.81284403669724 \cdot k w^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{0.0667} \cdot l^{0.06669999999999998} \cdot (B+1) \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])} \right)^2 + \\ \text{Var } H & \left(- \frac{5.596597784418741 \cdot k l^{0.9333} \cdot w^{1.9333} \cdot (\frac{w}{H})^{1.5}}{H^{2.0667} \cdot (B+1) \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])} - \right. \\ & \left. \frac{35.21977573904179 \cdot k l^{0.9333} \cdot w^{0.9333} \cdot (1 + 0.237 \cdot (-1 + 0.01788854381999832 \cdot (\frac{w}{H})^{2.5}))}{H^{1.0667} \cdot (B+1) \gamma (Bh + 2hw + h^2 \tan[\varphi])} \right)^2 \end{aligned}$$

با جایگزینی مقدار واریانس و میانگین هر کدام از پارامترها واریانس تابع پایه محاسبه می شود. میانگین تابع پایه نیز از جایگزینی مقادیر متوسط هر کدام از پارامترها در $g(X)$ بدست می آید. نتایج محاسبات تابع عملگر پایه برای هر دو حالتی که معیار شکست پایه ضریب اطمینان کمتر از ۱ و ۱/۵ باشد در جدول ۵-۲ نشان داده شده است.

جدول ۵-۲: نتایج تحلیل قابلیت اعتماد با استفاده از روش ممان های آماری FOSM

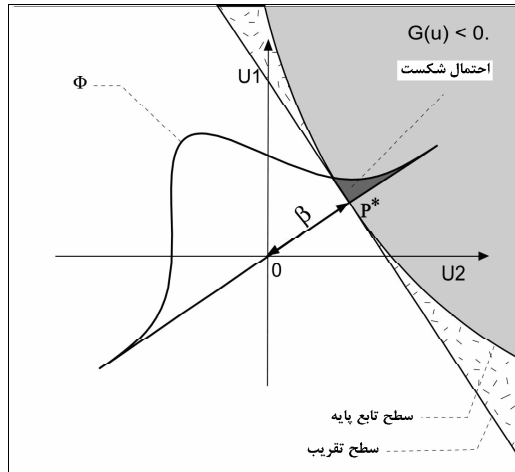
تابع عملگر پایه	میانگین	انحراف معیار	$\beta = \frac{\mu_g - 1}{\sigma_g}$	احتمال ریزش	احتمال ریزش
$g_{Madden}(x)$	۱/۶	۰/۵۳۱	۰/۷۹	۲۰/۶۱ (%)	۴۲/۳۲ (%)

ب- روش پیشرفته دو ممان اول (ASM)

برای فائق آمدن بر محدودیت های غیر قابل اغماض روش FOSM، نظیر ناتوانی این روش در برآورد میزان β در حالتی که تابع پایه غیر خطی و غیر صریح باشد، هاسوفر و لیند یک روش کمینه سازی اندیس قابلیت اعتماد پیشنهاد کردند. ایشان در این روش که روش پیشرفته دو ممان اول (ASM) نامیده شده است، متذکر شدند که همچنین β می تواند فاصله کمینه شده بین متوسط مجموعه متغیرهای پایه و سطح شکست تفسیر شود (Chowdhury et al, 1994).

اگر مجموعه متغیرهای پایه به یک مجموعه متغیرهای نرمال شده و غیر وابسته منتقل شوند در چنین حالتی و در این فضای انتقال یافته، فاصله مرکز مختصات تا نزدیک ترین نقطه بر روی سطح تابع پایه، با مقدار انحراف معیار جداکننده متوسط تابع پایه برابر است. بنابراین این فاصله، اندیس قابلیت اعتماد (β^*) نامیده می شود که در فضای متغیرهای استاندارد شده (متوسط برابر با صفر و انحراف معیار برابر با ۱ است)، کوتاه ترین فاصله بین محور مختصات و سطح تابع هدف است. نقطه ای روی سطح تابع پایه که نزدیک ترین نقطه به مبدأ مختصات است، نقطه طرح یا هدف نامیده می شود (یا نقطه ای که نشان دهنده بیشترین احتمال ریزش است) در شکل ۵-۱۰ $P^* = [X_1^*, X_2^*, \dots, X_n^*]$ نقطه هدف است. بنابراین در این روش اندیس قابلیت اعتماد به شرح زیر قابل محاسبه است (Baecher et al, 2000).

$$\beta^* = - \frac{\sum (\frac{\partial g}{\partial x_i})^* (X_i^* - \mu_i)}{\sqrt{(\frac{\partial g}{\partial x_i})^*{}^2 \sigma_{x_i}^2}} = - \frac{\sum (\frac{\partial g}{\partial u_i})^* U_i^*}{\sqrt{(\frac{\partial g}{\partial u_i})^*{}^2}} \quad (۳۹-۵)$$



شکل ۵-۱۰: تصویر شماتیک از روش ASM (Yarahmadi, 2003)

در این روش برای محاسبه (β^*) بایستی از یک روش تکراری با فرض نقطه هدف استفاده کرد (انتخاب اول می تواند متوسط متغیرهای پایه باشد) به عنوان مثال در الگوریتم پیشنهادی راک ویتز (Rackwitz, 1978) و راک ویتز و فیسلر (Rackwitz & Fiessler, 1976) شش مرحله تکراری زیر پیشنهاد شده است:

۱- ایجاد نقاط هدف با مقادیر متوسط: $X_i^* = \mu$

$$\alpha_i = \frac{(\frac{\partial g}{\partial x_i})\sigma_{x_i}}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (\frac{\partial g}{\partial x_i})^2 \sigma_{x_i}^2}} \quad \text{که محاسبه } (\frac{\partial g}{\partial x_i})\sigma_{x_i}$$

۳- تصحیح نقطه هدف با افزایش β در معادله $X_i^* = \mu_{x_i} - \alpha_i \beta \sigma_{x_i}$.

$$۴- \text{قراردادن } g(X_1^*, X_2^*, X_3^*, \dots, X_n^*) = 0$$

۵- مقادیر X_i^* با توسل به مقدار β محاسبه شود.

۶- تکرار مراحل ۲ تا ۵ تا رسیدن به نقطه همگرایی.

α_i : ضریب حساسیت i امین متغیر (حساسیت تابع پایه را به تغییر این پارامتر نسبت به پارامترهای دیگر می رساند)، بگونه ای دیگر بر اساس تعریف ریاضی α_i کسینوس هادی متغیر i ام در فضای تشکیل تابع پایه است و β : سطح قابل انتظار قابلیت اطمینان است.

با این شیوه متغیرهای با عدم قطعیت بیشتر (واریانس بزرگ تر) و متغیرهای با اهمیت بیشتر (α_i بیشتر)، مقدار کوچک تری را نسبت به مقدار اولیه انتخاب شده (مقدار میانگین) پیدا خواهند کرد. این الگوریتم در هر مرحله با اضافه کردن مقدار اندیس قابلیت اعتماد (کم کردن میزان X_i^*) به روش سعی و خطا به مقدار واقعی متغیرها در نقطه هدف نزدیک تر خواهد شد. روش ASM با در نظر گرفتن وابستگی متغیرها نسبتاً مشکل است. لذا می توان این روش را بصورت عددی با استفاده از ماتریس وابستگی محاسبه کرد (Baecher et al., 2000) بنابراین در این حالت β^* به ترتیب زیر قابل محاسبه است.

$$\beta^* = \min_{X \in F} [(X - \mu)^T [Cov]^{-1} (X - \mu)]^{1/2} \quad (۴۰-۵)$$

که در آن (Cov) ماتریس کواریانس و F سطح یا منطقه شکست است. نسبت بین احتمال ریزش و β^* براساس این که متغیرها دارای تابع توزیع نرمال هستند محاسبه می شود. اگر توابع توزیع متغیرها نرمال نباشند پروسه نرمال سازی مورد نیاز خواهد شد (انتقال احتمالاتی).

به منظور محاسبه اندیس قابلیت اعتماد پایه های زنجیری با روش ASM مراحل الگوریتم پیشنهادی راک ویتز و فیسلر مرحله به مرحله بر روی تابع عملگر پایه رابطه ۵-۴۱ پیاده سازی شده است که نتایج در جدول ۵-۳ بیان شده است. این روش بر خلاف روش FOSM مستقیماً مقدار اندیس قابلیت اعتماد را با روش سعی و خطا محاسبه می نماید بنابراین مقدار واقعی متوسط متغیرهای ورودی در نقطه هدف به صورت جدول ۵-۴ است. با توجه به پیچیدگی تابع عملگر پایه و وقت گیر بودن محاسبات ریاضی، احتمال شکست فقط برای حالتی که ضریب اطمینان کمتر از یک است محاسبه شده است.

جدول ۵-۳: نتایج تحلیل قابلیت اعتماد با استفاده از روش ممان های آماری ASM

احتمال ریزش (%) $\Pr(F < 1)$	$\beta = \frac{\mu_g - 1}{\sigma_g}$	تابع عملگر پایه
۲۵/۱۴	۰/۶۷	$g_{Madden}(x)$

جدول ۵-۴: محاسبه مقدار دقیق پارامترها ورودی در نقطه هدف با استفاده از روش ASM

پارامتر	(m)W	(m)H	(m) L	K (MPa)	γ ($\frac{kg}{m^3}$)	(m)B	(m) h	ϕ (رادین)
میانگین	26/92	3/03	102/4	6/26	2/6	4/6	200/682	0/3551

نکته قابل توجه در جدول ۵-۵ این است که در روش ASM برای محاسبه اندیس قابلیت اعتماد متغیرهای با عدم قطعیت بیشتر (واریانس بزرگ تر) و متغیرهای با اهمیت بیشتر (α_i بیشتر)، مقدار کوچک تری را نسبت به مقدار اولیه انتخاب شده (مقدار میانگین) پیدا می کنند. با توجه به جدول ۵-۵ واضح است که به ترتیب پارامترهای عرض پایه، و مقاومت فشاری نمونه ها در آزمایشگاه به دلیل مقدار α_i بیشتر بیشترین اهمیت در تابع عملگر پایه دارند.

جدول ۵-۵: محاسبه ضریب حساسیت تابع پایه نسبت به هر متغیر

ضریب حساسیت	α_γ	α_w	α_k	α_H	α_L	α_B	α_h	α_ϕ
مقدار	-0/059	0/621	0/17	-0/688	0/068	-0/011	-0/1324	-0/299

۵-۱۱-۲- روش شبیه سازی مونت کارلو

روش های قبل جزء روش های تحلیلی یا نیمه تحلیلی هستند که به یک تخمین مستقیم اندیس قابلیت اعتماد (β) بر اساس یک تابع پایه $g(X)$ که ریزش سیستم مورد مطالعه را مشخص می کند منجر می شوند.

زمانی که تابع پایه پیچیده و تعداد زیادی متغیرها را شامل می شود امکان ورود خطا در محاسبه اندیس قابلیت اعتماد در این روش ها وجود دارد. در این موارد، می توان از روش های شبیه سازی بهره برد. یکی از مهم ترین روش های شبیه سازی بکار گرفته شده در مباحث ژئوتکنیکی روش شبیه سازی مونت کارلو (MCS) است (Malkawi, 2000).

برای استفاده از این روش باید تابع توزیع هر متغیر آماری شناخته شود. این روش شامل انتخاب تصادفی یک مقدار از هر متغیر و محاسبه تابع پایه است. اگر این پروسه تکرار شود، احتمال شکست

بر اساس نسبت تعداد مورد نظر یا $g(X < 0)$ به تعداد کل تیراژ محاسبات، تخمین زده می شود (Park et al, 2001).

مراحل محاسبه احتمال شکست در روش شبیه سازی مونت کارلو را می توان بصورت زیر خلاصه نمود:

۱- انتخاب تصادفی یک مقدار از هر یک از متغیرهای ورودی.

۲- محاسبه تابع پایه بر اساس متغیرهای انتخاب شده.

۳- تکرار مراحل اول و دوم به تعداد زیاد.

۴- محاسبه احتمال شکست بر اساس نسبت تعداد مراحل شکست $g(x) < 0$ به کل تعداد مراحل محاسبات.

اگر تابع توزیع متغیرهای $g(X)$ که بعد از این مرحله بدست می آید امکان تطابق با یکی از توابع توزیع احتمالاتی شناخته شده را داشته باشد می توان احتمال ریزش را طبق رابطه زیر دقیق تر تخمین زد.

$$P_f = P(g(x) < 0) \quad (۴۱-۵)$$

یعنی احتمال ریزش برابر با حالتی است که تابع پایه کمتر از صفر شود.

۵-۱۱-۲-۱- مزایا روش مونت کارلو

مزایای روش مونت کارلو عبارت است از (Park et al, 2001):

۱- به تخمین شکل تابع توزیع پایه و محاسبه دقیق احتمال ریزش منجر می شود.

۲- این روش بخصوص در مورد توابع پایه معادل کاربرد ساده ای دارد.

۵-۱۱-۲-۲- معایب روش مونت کارلو

معایب روش مونت کارلو عبارت است از (Park et al, 2001):

۱- تابع توزیع متغیرهای تصادفی باید شناخته یا فرض شوند. در این روش دقت بدست آمده با ریشه دوم تعداد تیراژ شبیه سازی متناسب است، اگر احتمال شکست خیلی کوچک باشد تعداد زیادی شبیه سازی نیاز است.

۲- عیب اصلی روش شبیه سازی بدست آوردن تعداد تیراژ مورد نیاز برای یک تخمین دقیق از احتمال ریزش است لذا تکنیک هایی وجود دارند که به تقلیل تعداد تکرارها کمک می کنند مثل: روش تیراژ مهم و روش شبیه سازی جهت دار.

به منظور محاسبه اندیس قابلیت اعتماد پایه های زنجیری با استفاده از روش مونت کارلو برای این که نتایج آماری بدست آمده از شبیه سازی قابل استفاده و با واقعیت تطابق داشته باشد تعداد تکرار شبیه سازی ۵ هزار بار با استفاده از داده های جدول ۵-۱ در نظر گرفته شده است در مرحله بعد تابع عملگر پایه با توجه به متغیرهای انتخاب شده به صورت رابطه ۵-۲۲ در نظر گرفته شده است. روش شبیه سازی مونت کارلو بر روی دو نوع تابع عملگر پایه های زنجیری انجام شده است. در روش اول مقاومت پایه با استفاده از رابطه مقاومت پایه مادن (رابطه ۵-۲۲) و در روش دوم همانند رابطه ۵-۴۲ با این تفاوت که تنش وارد بر پایه زنجیری از محاسبه مقدار متوسط و انحراف معیار نیروی فشاری وارد بر پایه زنجیری که توسط مدل سازی عددی بدست آمده است محاسبه شده است. با توجه به نتایج حاصل از مدل سازی عددی در فصل چهارم تنش فشاری وارد بر پایه زنجیری در طول یک پهنه استخراجی دارای میانگین ۸/۰۲ مگاپاسکال و انحراف معیار ۱/۹۳ است. به منظور شبیه سازی این مقدار تنش بر اساس مقدار حقیقی تابع توزیع نرمال^۱ و با توجه به میانگین و انحراف داده شده تعداد ۵۰۰۰ شبیه سازی انجام شده است که در این صورت تابع عملگر پایه به صورت زیر است.

$$g_{Madden}^{Numerical}(x) = \frac{2.59K}{(L \times W \times H)^{0.667}} \left[0.237 \left[\left(\frac{W}{5H} \right)^{2.5} - 1 \right] + 1 \right] \quad (42-5)$$

$$RandomReal[NormalDistribution[8.02, 1.93], \{5000\}]$$

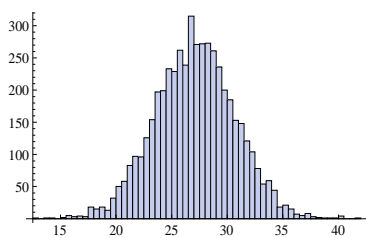
نتایج شبیه سازی مونت کارلو برای هر دو نوع تابع عملگر پایه در جدول ۵-۶ بیان شده است.

جدول ۵-۶: نتایج تحلیل قابلیت اعتماد با استفاده از روش شبیه سازی مونت کارلو

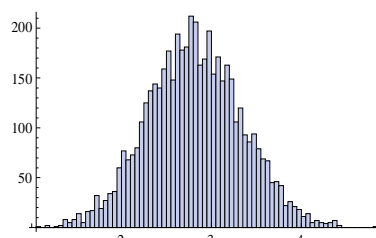
تابع عملگر پایه	میانگین	انحراف معیار	$\beta = \frac{\mu_g - 1}{\sigma_g}$	احتمال ریزش (%) Pr(F<1)	احتمال ریزش (%) Pr(F<1.5)
$g_{Madden}(x)$	۱/۶۳	۰/۹۶	۰/۶۶	۲۵/۴۶	۴۴/۱۹
$g_{Madden}^{Numerical}(x)$	۲/۸۳	۱/۷۶	۱/۰۴	۱۴/۹	۲۲/۴۴

هیستوگرام مربوط به هر کدام از توابع عملگر پایه و متغیرهای آن در شکل ۵-۱۱ و ۵-۱۲ نشان داده شده است. در این هیستوگرامها محور عمودی مقدار فراوانی و محور افقی مقدار تغییرات پارامتر است.

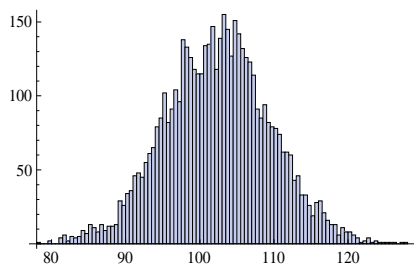
^۱ Random Real Normal Distribution



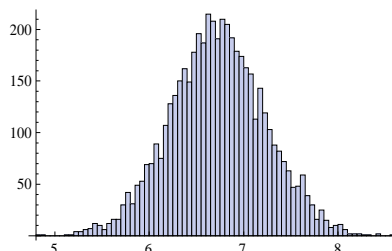
هیستوگرام تابع توزیع عرض پایه



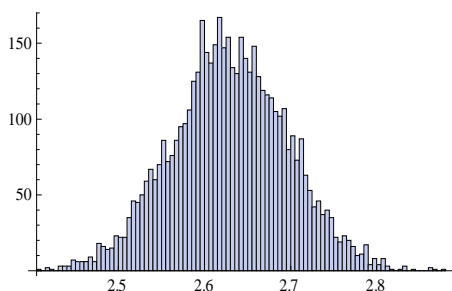
هیستوگرام تابع توزیع ارتفاع پایه



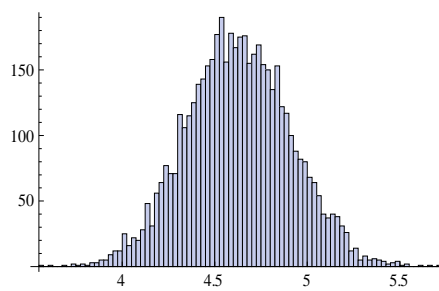
هیستوگرام تابع توزیع طول پایه



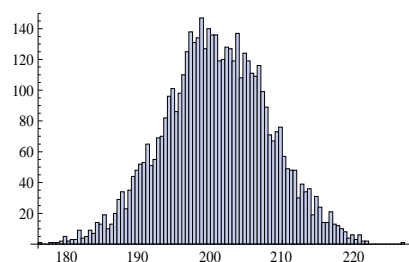
هیستوگرام تابع توزیع K



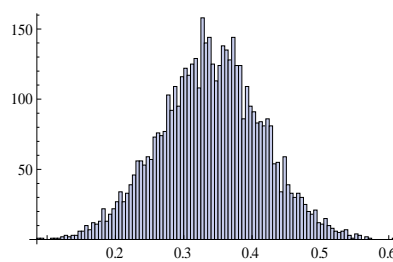
هیستوگرام تابع توزیع چگالی روباره



هیستوگرام تابع توزیع عرض پهنه

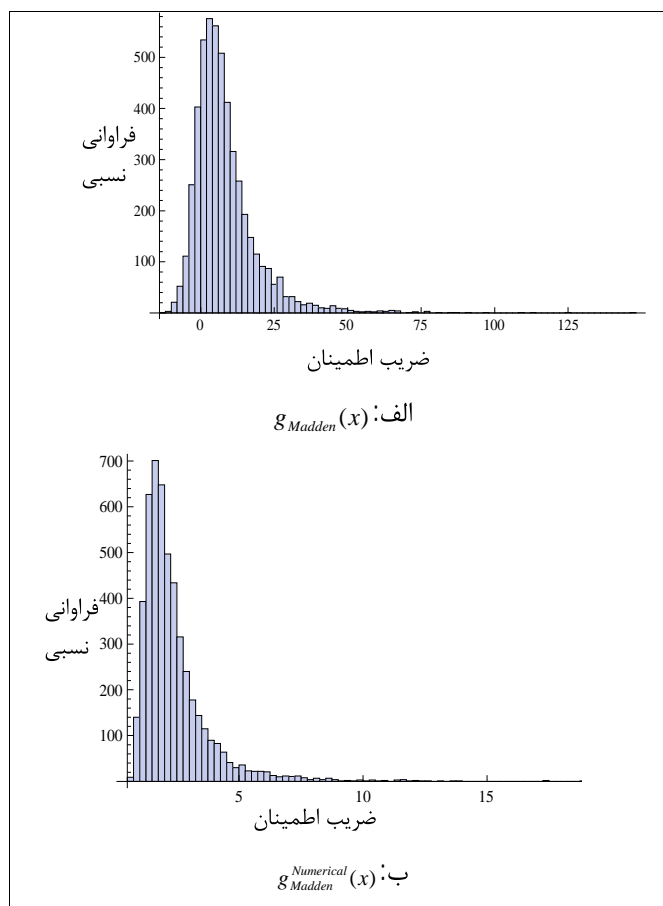


هیستوگرام تابع توزیع ارتفاع روباره



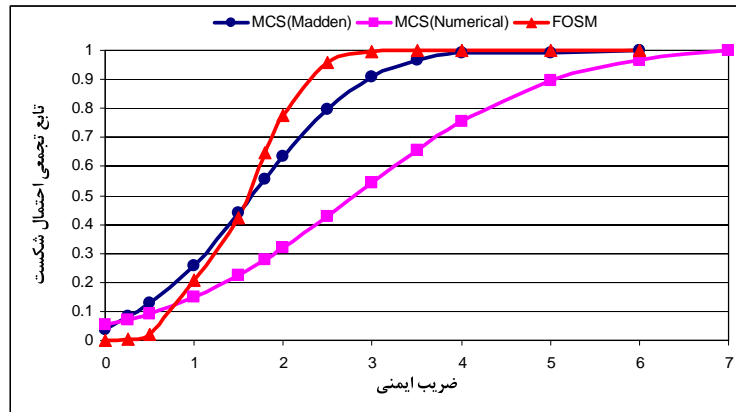
هیستوگرام تابع توزیع φ

شکل ۵-۱۱: هیستوگرام متغیرهای هشت گانه تابع عملگر پایه



شکل ۵-۱۲: هیستوگرام توابع عملگر پایه

در شکل ۵-۱۳ نمودار تابع توزیع تجمعی احتمال شکست بر حسب ضریب اطمینان ترسیم شده است. با توجه به این شکل مشخص است که هر چه ضریب اطمینان معیار (ضریب اطمینانی که کمتر از آن سازه ناپایدار است) بزرگ تر در نظر گرفته شود احتمال شکست افزایش می یابد به طوری که احتمال شکست در حالتی که ضریب اطمینان معیار (حالت بین پایدار و ناپایدار) $1/6$ است برابر با ۵۰ درصد است و هر چه ضریب اطمینان معیار مقدار کمتری در نظر گرفته شود احتمال شکست محاسبه شده توسط روش های مختلف به یگدیگر شباهت پیدا می کند. نکته قابل توجه دیگر در این نمودار آن است که روش مونت کارلو که تنش وارده بر پایه توسط مدل سازی عددی بدست آمده است مقدار احتمال تجمعی کمتری نسبت به دو روش دیگر محاسبه می نماید.



شکل ۵-۱۳: مقایسه نمودارهای تابع تجمعی احتمال شکست بر حسب ضریب ایمنی در سه روش

۳-۱۲- تحلیل حساسیت و مقایسه روش های احتمالاتی

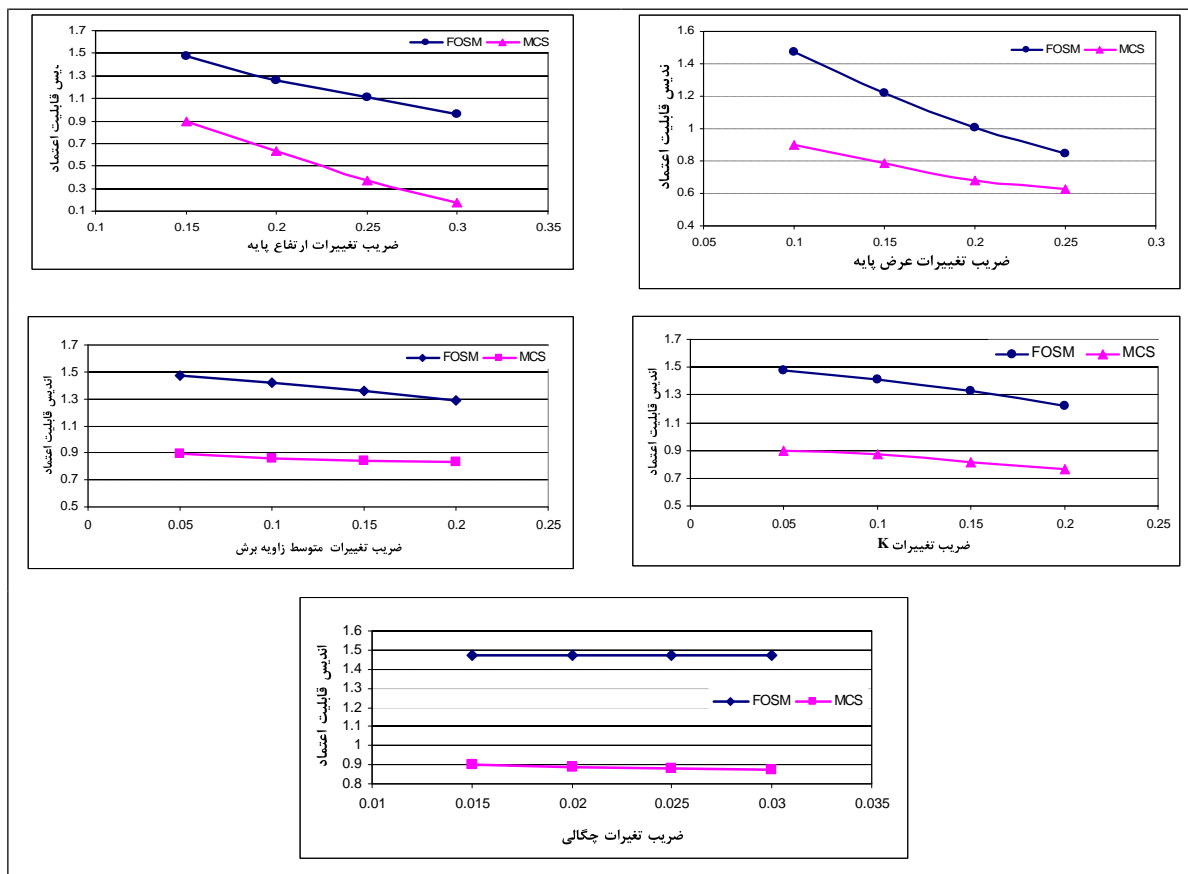
مطالعات زیادی برای تحلیل حساسیت اندیس قابلیت اعتماد حاصل از هر یک از روش های (MCS, FOSM) انجام شده است. در این تحلیل ها سطوح مختلف ابهامات اطلاعاتی بوسیله تغییر در ضرایب تغییرات (CV) پارامترهای ورودی انجام شده است تا امکان مقایسه در سطوح مختلف ابهام بوجود آید. در بررسی تحلیل حساسیت اندیس قابلیت اعتماد، ضریب تغییرات پارامترهای φ, K, H, W و γ در نظر گرفته شده است که مقدار متوسط، انحراف معیار و ضرایب تغییرات این پارامترها در جدول ۷-۵ بیان شده است.

جدول ۷-۵: خصوصیات پایه مورد مطالعه به منظور تحلیل حساسیت

پارامتر	میانگین	ضریب تغییرات به همراه انحراف معیار							
		CV_1	σ_{g1}	CV_2	σ_{g2}	CV_3	σ_{g3}	CV_4	σ_{g4}
W	27	0/1	2/7	0/15	4	0/2	5/4	0/25	6/75
H	2/82	0/15	0/423	0/2	0/564	0/25	0/7	0/3	0/846
K	6/72	0/05	0/336	0/1	0/672	0/15	1	0/2	1/344
φ	0/34	0/05	0/051	0/1	0/068	0/15	0/085	0/2	0/102
γ	2/63	0/015	0/039	0/02	0/052	0/025	0/065	0/03	0/078

هر بار ضریب تغییرات یک پارامتر تغییر داده می شود و ضریب تغییرات سایر پارامترها با حداقل مقدار داده شده در جدول ۷-۵ ثابت می ماند. این شرایط به بیشینه کردن مقدار مطلق اندیس قابلیت اعتماد (وقتی تمام ضرایب تغییرات پارامترهای ورودی به حداقل تقلیل یابند) منجر می شود.

مطالعه مقایسه ای روش های FOSM و MCS با استفاده از پارامترهای متغیر به همراه ضریب تغییرات این پارامترها انجام شده است. اثر تغییر هر یک از این ضریب تغییرات شامل ارتفاع پایه، عرض پایه، مقاومت فشاری نمونه ها در آزمایشگاه، متوسط زاویه برش و چگالی روباره بر روی اندیس قابلیت اعتماد در شکل ۵-۱۴ نشان داده شده است.



شکل ۵-۱۴: اندیس قابلیت اعتماد بر مبنای ضریب تغییرات

نتایج حاصل از تحلیل حساسیت با توجه به شکل ۵-۱۴ عبارت است از:

۱- با افزایش ضریب تغییرات هر کدام از پارامترها، اندیس قابلیت اعتماد کاهش می یابد و باطبع احتمال ریزش افزایش می یابد. این کاهش اندیس قابلیت اعتماد برای ضریب تغییرات ارتفاع پایه بیشتر است.

۲- در تحلیل عرض پایه نتایج اندیس قابلیت اعتماد به روش FOSM، نتایج نزدیکتری را به روش MCS بدست می دهد.

۳- نتایج تحلیل حساسیت انجام شده نشان می دهد که اندیس قابلیت اعتماد اغلب با افزایش ضریب تغییرات، به سمت صفر میل می کند و بالطبع احتمال شکست افزایش می یابد.

۴- با افزایش ضریب تغییرات در مورد ارتفاع پایه اختلاف بین روش ها در تعیین اندیس قابلیت اعتماد افزایش می یابد ولی در مورد سایر پارامترها این اختلاف مقدار ثابت خود را حفظ می کند.

۵- با توجه به نتایج تحلیل حساسیت بر روی پارامتر چگالی، با افزایش ضریب تغییرات در هر دو روش اندیس قابلیت اعتماد تغییرات زیادی از خود نشان نمی دهد.

۳-۱۳- نتیجه گیری

در این فصل ابتدا به کلیات مربوط به مدل سازی احتمالاتی پرداخته شده است سپس با توجه به اصول مدل سازی احتمالاتی به تحلیل قابلیت اعتماد و احتمال شکست پایه های زنجیری در معدن زغالسنگ طبس توسط روش های شبیه سازی و ممان های آماری پرداخته شده است. نتایج حاصل، احتمال شکست پایه های زنجیری را در بازه بین ۱۴ تا ۲۵ درصد برآورد ساخت. این بازه به طراح این اجازه را می دهد که طراحی خود را با یک فاصله اطمینان مورد ارزیابی قرار دهد. با توجه به این که تعداد پارامترها در تابع عملگر پایه زیاد است و زیاد بودن مقدار انحراف معیار عرض پایه زنجیری (در عمل این تغییرات کمتر است) ابعاد پایه طراحی شده در معدن زغالسنگ طبس منطقی به نظر می رسد. نتایج اندیس قابلیت اعتماد نشان داد که پارامتر عرض پایه بحرانی ترین عامل در احتمال شکست است که باید در هنگام ایجاد پایه های زنجیری به این امر توجه کافی شود که پایه های زنجیری با همان ابعاد طراحی شده ایجاد شوند.

فصل هشتم:

نتیجہ گیری و پیشہ داری

۶-۱- نتیجه‌گیری

ابعاد بهینه پایه‌های زنجیری تحت تاثیر پارامترهای چون عمق روباره، ضخامت لایه‌ها در سقف، ارتفاع قابل کار، عرض راهروها، مقاومت زغالسنگ و عرض جبهه کار قرار دارد. ارزیابی پایداری پایه‌های زنجیری در حضور تنش‌های پایه‌ای مشکل است. بر اساس محاسبات انجام شده برای تعیین ابعاد پایه‌های زنجیری و پایه‌های حائل در روش جبهه کار بلند معدن زغالسنگ طبس نتایج زیر حاصل شده است:

۱- با عمیق‌تر شدن معدن فشار زیادی به دیواره دو طرف منطقه استخراجی و سیستم پایه‌ها وارد می‌شود لذا احتمال وقوع پدیده ترکش سنگ^۱ وجود دارد بنابراین بهتر است از پایه‌ها با ابعاد بزرگ‌تر یا از پایه‌های مربعی استفاده شود هر چند که بزرگ در نظر گرفتن ابعاد پایه‌ها به این معنی نیست که بتوانند از ریزش دیواره راهروها و فضاهای باز و پدیده ترکش جلوگیری کنند بلکه این احتمال است که سبب افزایش ناپایداری نیز شود ولی به هر حال از سیستم نگهداری قوی‌تر باید استفاده کرد.

۲- ابعاد پایه‌های بدست آمده در روش طراحی تجربی برای طراحی اولیه معدنکاری بدون در نظر گرفتن سیستم نگهداری راهروها می‌باشد و واضح است که با در نظر گرفتن نگهداری امکان کاهش ابعاد پایه وجود دارد. یعنی این امکان است که در طراحی از پایه‌هایی با ابعاد کوچک‌تر استفاده شود ولی در عوض مقاومت پایه با استفاده از وسایل نگهداری از جمله شاتکریت، تورسیم و راک بولت افزایش یابد.

۳- ابعاد پایه‌های طراحی شده با روش ALPS برای ضریب ایمنی $1/6$ و بدترین شرایط سقف است. با توجه به نظر مارک و بیناوسکی در صورتی که تجربه به کارگیری روش جبهه کار بلند در منطقه نباشد بهتر است ضریب اطمینان $1/3$ در نظر گرفته شود. واضح است که با در نظر گرفتن این ضریب ایمنی ابعاد پایه‌های زنجیری کاهش می‌یابد.

۴- نمودارهای مربوط به ضخامت لایه زغال با ضریب اطمینان و ضخامت روباره با ضریب اطمینان یکی از خروجی‌های مهم برنامه ALPS است. با استفاده از این نمودارها می‌توان در هر ضخامتی از روباره و یا هر ضخامتی از لایه زغالسنگ در هر پهنه ضریب اطمینان را بدست آورد. این امر در مواردی که تغییرات توپوگرافی و یا تغییرات ضخامت لایه زغالسنگ زیاد باشد، حائز اهمیت است.

¹ rock bursts

۵- با مقایسه ابعاد محاسبه شده در این تحقیق و ابعاد طراحی شده در طرح تجهیز معدن زغالسنگ طبس ذکر این نکته ضروری است که کوچک بودن ابعاد پایه‌های محاسبه شده در طرح معدن به این دلیل است که تنش وارد بر پایه فقط از طریق تئوری سطح تاثیر محاسبه شده است و تنش حاصل از منطقه تخریب بر روی پایه‌ها در نظر گرفته نشده است.

۶- از آنجایی که بار وارد بر پایه از طریق تئوری سطح تاثیر ۴۰ درصد بیشتر از مقدار واقعی است معمولاً از بار وارد از منطقه تخریب بر روی پایه در طراحی تجربی صرف نظر می‌شود. با این وجود ابعاد پایه‌ها کاهش قابل توجهی خواهد داشت.

۷- با توجه به نتایج حاصل از مدل‌سازی عددی، به دلیل بر هم خوردن تعادل اولیه تنش در منطقه مقدار تنش وارد بر روی پایه حائل مقدار بیشتری از تنش وارد بر پایه زنجیری است. حداکثر میزان تنش وارد بر بخشی از پایه حائل (۴ تا ۵ متری لبه پایه) برابر با ۵۰ مگاپاسکال است. البته این بدان معنی نیست که همواره این مقدار تنش به پایه وارد می‌شود بلکه در یک حالت خاص مقدار تنش به این مقدار می‌رسد. حداکثر تنش وارد بر پایه زنجیری برابر با ۲۲/۵ مگاپاسکال است که به طور متوسط در یک نقطه نسبت به جبهه کار تنش ۹/۶۴ مگاپاسکال به پایه وارد می‌شود.

۸- ارتفاع ناحیه تخریب در قسمت بالایی یک لایه استخراج شده بوسیله جبهه کار بلند مکانیزه حدود ۲ تا ۲۰ برابر ضخامت لایه زغال در حال استخراج است از آنجایی که متوسط ضخامت لایه C1 در ناحیه پروده در حدود ۱/۸ متر است بنابراین ارتفاع ناحیه تخریب حدود ۳/۶ تا ۳۶ متر در قسمت بالایی لایه C1 خواهد بود. این موضوع از آنجایی حائز اهمیت است که لایه C2 که در ۱۰ متری قسمت بالایی لایه C1 قرار گرفته است و معدنکاری در آن با مشکلات زیادی همراه است زیرا در زون تخریب لایه C1 قرار خواهد گرفت.

۹- طراحی پایه‌های تسلیم شونده هر چند یک امر پیچیده است اما بسیار موثر در کاهش ابعاد پایه‌ها و افزایش بازیابی است. مطالعات نشان می‌دهد این پایه‌ها فقط می‌توانند در معادن زغالی به کار گرفته شوند که سنگ‌های سقف و کف دارای $CMRR=50$ و یا بیشتر باشند، اما امکان طراحی چنین پایه‌هایی برای معدن شماره یک طبس که سقف و کف دارای $CMRR$ پائینی (بین ۱۵ تا ۳۰) است وجود ندارد.

- ۱۰- استفاده از مدل کرنش نرمی باعث می‌شود که رفتار پایه‌ها حالت واقعی‌تر خود را نسبت به مدل موهر کولمب نشان دهد و بتوان رفتار پایه بعد از نقطه پیک را با دقت بیشتر بررسی نمود. این مدل هم برای پایه با ابعاد عادی و هم پایه‌های تسلیم شونده به کار می‌رود.
- ۱۱- مکان هندسی ناپایداری در پایه به فاصله‌ای $1/5$ برابر ارتفاع پایه از لبه پایه قرار دارد این موضوع به این دلیل مهم است که قابلیت شکسته شدن پایه از لبه، در طراحی در نظر گرفته شود.
- ۱۲- کرامر (Kramer, 1996) با توجه به شبیه‌سازی‌هایی که توسط مدلسازی عددی انجام داده است دریافت که تغییرات مدول یانگ و نسبت پواسون تاثیری در تغییر توزیع تنش بر روی پایه‌های زغالی ندارند بنابراین نیاز به در نظر گرفتن تغییرات این پارامترها نیست.
- ۱۳- در تحلیل پایداری پایه‌ها به روش استاتیکی، تنها نمی‌توان به یک عدد مانند ضریب اطمینان که بصورت قطعی و غیر واقعی بیان شده است اکتفا نمود، زیرا خصوصیات محیط‌های در برگیرنده پایه و خود پایه در همه جا یکسان نیست. از این‌رو استفاده از روش‌های احتمالاتی جهت اعمال صحیح‌تر پارامترهای موثر در پایداری، ضروری بنظر می‌رسد.
- ۱۴- معمولاً از روش شبیه‌سازی مونت کارلو در حالت تکرار زیاد و با فرض دانستن توزیع آماری متغیرهای ورودی، برای بدست آوردن احتمال واقعی شکست (نزدیک به مقدار واقعی) استفاده می‌گردد. در تحلیل قابلیت اعتماد سیستم‌های ژئوتکنیکی از این روش به عنوان محکی جهت برآورد درستی و دقت روش ممان‌های آماری استفاده می‌شود.
- ۱۵- با توجه به نتایج حاصل از تحلیل احتمالاتی روش ASM عرض پایه مهمترین فاکتور در تابع عملگر پایه است.
- ۱۶- هیستوگرام توابع عملگر پایه با استفاده از رابطه ماندن حالت نرمال با مقداری چولگی به سمت چپ را نشان می‌دهد.
- ۱۷- نتایج تحقیقات نشان داده است که شکست پایه در سنگ نرم در نسبت عرض به ارتفاع کمتر از ۳ اتفاق می‌افتد. پایه با عرض زیاد به خاطر هسته مرکزی محصور در آن‌ها توانایی (قسمت دست نخورده مرکز پایه) تحمل تنش زیادی را دارا می‌باشند اگرچه این توانایی تحمل زیاد تنش ممکن است باعث تخریب سقف در ورودی‌ها و بالا آمدگی کف گردد. از آنجایی که پایه‌های طراحی شده در

معدن زغالسنگ طبس دارای نسبت عرض به ارتفاع بیشتر از $4/5$ است بنابراین احتمال شکست این نوع پایه‌ها کم است.

۱۸- نتایج محاسبه بارهای جلویی و کناری توسط مدل‌سازی عددی نشان داد که به طور متوسط به پایه زنجیری مقدار 10 مگاپاسکال تنش وارد می‌شود که با توجه به مقاومت پایه $16/9$ مگاپاسکالی دارای ضریب اطمینان بیشتر از $1/6$ است و دارای پایداری مورد نظر می‌باشد.

۱۹- نتایج تحلیل قابلیت اعتماد با استفاد از روش‌های ممان‌های آماری و شبیه‌سازی نشان داد که احتمال شکست ابعاد پایه‌های طراحی شده در معدن زغالسنگ طبس در بازه 14 تا 25 درصد قرار دارد و با توجه به در نظر گرفتن تمام پارامترها در تابع عملگر پایه منطقی به نظر می‌رسد.

۲-۶- پیشنهادات

۱- عوامل زیادی بر روی نحوه توزیع تنش در پایه اثر دارد. یکی از عوامل سرعت استخراج است. تاثیر سرعت استخراج را نمی‌توان توسط مدل‌سازی عددی بررسی نمود بنابراین پیشنهاد می‌گردد که این عمل در معدن مورد بررسی قرار گیرد البته لازمه انجام این کار این است که سنسورهای ابزار دقیق در راهروهای اطراف پهنه و در اطراف پایه نصب شود و با کم و زیاد کردن سرعت استخراج نحوه تاثیر تنش‌های کناری و جلویی با توجه به سرعت استخراج بر روی پایه مورد بررسی قرار گیرد.

۲- در روش جبهه کار بلند معمولاً طول پایه بر اساس نیازهای تهویه است و طول پایه از عواملی است که تغییرات آن اثر کمی بر روی ضریب اطمینان دارد. پیشنهاد می‌گردد در صورتی که کوچک در نظر گرفتن طول پایه از نظر تهویه مشکلی ایجاد نکند این امر صورت پذیرد زیرا تاثیرات اقتصادی زیادی به همراه دارد.

۳- توصیه می‌گردد با پیشرفت پروژه و به دست آوردن اطلاعات ژئومکانیکی جدید از منطقه، طراحی پایه‌ها با اطلاعات جدید توسط روش‌های عددی در طراحی معدن زغالسنگ طبس به کار گرفته شود.

۴- به دلیل پتانسیل زمین لرزه در منطقه طبس پیشنهاد می‌گردد تحلیل دینامیکی معدن شماره یک به منظور تحلیل پایداری بیشتر مورد بررسی قرار گیرد.

منابع و مأخذ

منابع فارسی

اورعی، ک، (۱۳۸۰). "روش‌های استخراج زیرزمینی زغالسنگ". جلد اول، تهران، انتشارات دانشگاه صنعتی امیرکبیر، ۲۵۱ صفحه.

شهریار ک، (۱۳۸۴) "جزوه درسی روش‌های استخراج زیرزمینی پیشرفته" تهران، دانشگاه صنعتی امیرکبیر.

عطایی م، (۱۳۸۴) "معدنکاری زیرزمینی" جلد اول، چاپ اول، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود، ص ۲۱۰-۲۳۰.

عطایی م، (۱۳۸۴) "معدنکاری زیرزمینی" جلد دوم، چاپ اول، انتشارات دانشگاه صنعتی شاهرود.

مجله نظام مهندسی معدن شماره ۶، تابستان (۱۳۸۷) "معرفی مجتمع معدنی طبس"

محمودی ر، (۱۳۸۴) "آشنایی با سیستم‌ها و تجهیزات مکانیزه روش استخراج جبهه کار طولانی، با تکیه بر معدن زغال سنگ شماره یک پروده طبس" شرکت بین المللی مهندسی ایران.

معدن زغالسنگ طبس، دفتر فنی، بخش زمین‌شناسی، (۱۳۷۵) "گزارشات زمین‌شناسی".

منابع انگلیسی

Ang A. H. S., Cornell C. A., (1974), "Reliability of structural safety and design", *Journal of Structural Division, ASCE; 100(ST9): pp.1755-1769.*

Ayyub B. M., Chao R. J. (1998), "Uncertainty modeling in civil engineering with structural and reliability application", *CRC Press LLC.*

Badr S. A., (2004), PhD Thesis, "Numerical Analysis of coal yield pillars at deep Longwall mines", Department of Mining Engineering Colorado School of mine. 250p.

Baecher G. B., (1998), "Parameters and approximations in geotechnical reliability. Uncertainty Modeling in Civil Engineering", *CRC Press LLC.*

Baecher G. B., ASCE M., Christian J. T., Asce H. M., (2000), "The concept of uncertainty in geotechnical reliability" *Electronic paper.*

Barron, K., Wright, P. L. and Smales, T., (1980), "Guidelines for the design of coal pillars in the seam at Msinyre mines LTD".

Bieniawski, Z. T., (1968), "The Effect of Specimen Size on the Strength of Coal," *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, Vol. 5, pp. 325–335.

Bieniawski Z. T., (1984), "Rock Mechanics Design in Mining and Tunneling", A. A. Balkema Publication.

Bieniawski Z. T., (1987), "Strata Control in Mineral Engineering", A.A balkema Publication, PP.71-75.

Brady B. H. G. and Brown E. T., (1993), "Rock Mechanics for Underground Mining", *Chapman & Hall Publication*, Third Edition.

Bunting, D., (1911), "Chamber Pillars in Deep Anthracite Mines," *Transactions*, Vol. 42, AIME, New York, pp. 236–245.

Cambou B., (1977), "Incertitude sur les résultats d'un problème de mécanique des sols ou des roches traité par la méthode des éléments finis", *Revue Française de Géotechnique*.

Choi D. S and McCain D. L., (1980), "Design of longwall systems", *Trans Soc Min Eng AIME*; 258, pp.1761–1764.

Chowdhury R. N., Grivas D. (1982), "Probabilistic model progressive failure of slopes." *Proceeding of the ASCE ;GT6*.

Chowdhury R. N., (1987), "Practical aspects of probabilistic studies for slopes", *Soil slope instability and stabilization*, Walker B.F., Fell R.A.A.Balkema.

Chowdhury R. N., Tang W. H. et Sidi I. (1987), "Probability model of progressive slope failure." *Geotechnique*; 37(4) :467-481.

Chowdhury R. N. & Xu D. W., (1994), "Geotechnical system reliability of slopes", *Reliability Engineering and system safety* ;47 :141-151.

CRM RMGE., (1995), Committee on Reliability Methods for Risk Mitigation in Geotechnical Engineering, "Probabilistic methods in geotechnical engineering", Appendix C, National Research Council, Washington, DC.

Deng J., Yueb Z. Q., Thamb L.G. and Zhuc H. H., (2003), "Pillar design by combining finite element methods, neural networks and reliability: a case study of the Feng Huangshan copper mine China ", *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 40, pp 585–599.

Deno M. P., and Christopher M., (1993), "Behavior of Simulated Longwall Gob Material", *United States Department of the Interior- Bureau of mines- Report of investigation No. 9458*.

Duncan J. M., (2000), "Factor of Safety and Reliability in Geotechnical Engineering", *Journal of Geotechnical and Geo environmental Engineering, ASCE*; 126(6):307-316.

Feng P., Lajtai E. Z., (1998), "Probabilistic treatment of the sliding wedge with EzSlide", *Engineering Geology*; 50(1-2):153-163.

Gaddy, F. L., (1956), "A Study of the Ultimate Strength of Coal as Related to Absolute Size of the Cubical Specimens Tested," *Virginia Polytechnic Institute Bulletin*, Series No. 112, pp. 1–27.

Glaser S. D., Doolin D. M., (2000), "New directions in rock mechanics - report on a forum sponsored by the American Rock Mechanics Association", *International Journal of Rock Mechanics and Mining Science*, 37(4): pp.683-698.

Greenwald, H. P., Howarth, H. C., and Hartmann I., (1939), "Experiments on Strength of Small Pillars of Coal in the Pittsburgh Bed", Technical Paper 605, US Bureau of Mines.

Grigoriu M. and Lind N. C., (1980), "Optimal estimation of convolution integrals". *Journal of Engineering Mechanics*; 106(6): pp.1349-1364.

Hasofer A. M. and Lind N. C., (1974), "Exact and invariance Second Moment Code Format." *Journal of Engineering Mechanics*,: pp.111-121.

Hazen G. , Artler L., (1976), "Practical coal pillar design problem", *Min Congers J*, p 86–92.

Holland C. T., Gaddy F. L., (1957), "Some aspects of the permanent support of overburden in coal beds", *Proceedings of the WV Coal Mining Institute*, p. 43–66.

Holland, C. T., (1964), "The Strength of Coal Pillars," *Proceedings 6th US Symposium on Rock Mechanics*, University of Missouri, Rolla, pp. 450–466.

Howard L. and Hartman., (1992), "Mining Engineering Handbook", Inc. Littleton Colorado. Society for Mining, Metallurgy and Exploration.

Hsiung S .M. and Peng, S. S., (1984), "Chain Pillar Design for U. S. Longwall Panels", *Mining Science and Technology*, 2 - pp. 305- 279

<http://www.bp.com>., (2008) Beyond Petroleum (BP). BP bp Statistical Review of world Energy [online].

Hustrulid, W. A., (1976), "A Review of Coal Pillar Strength Formulas," *Rock Mechanics, Vol. 8, pp. 115–145*.

Itasca Consulting Group Inc. (2002), "FLAC3D (Fast Lagrangian Analysis of Continua in 3 Dimensions)", Version 3.0. Minneapolis, MN.

Jeremic M. L., (1985), "*Strata Mechanic in Coal Mining*", A.A balkema Publication.

Jeremic M. L., (1987), "*Ground Mechanics in hard rock mining*", A.A balkema Publication.

Jing L. and Hudson J. A., (2002), "Numerical methods in rock mechanics", *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 39, pp 409–427.

King H. J and Whittaker B. N., (1971), "A review of current knowledge on roadway behaviour especially the problems on which further information is required", *Inst. Min. Met*, Proceedings of the Symposium on Strata Control in Roadways. London , pp.73–87.

Liang R. Y., Nusier O. K., Malkawi A. H., (1999), "A reliability based approach for evaluating the slope stability of embankment dams", *Engineering Geology*;54:271-285.

Lu Luo J., (1997), "Gateroad Design in Overlying Multi-Seam Mines", *Department of Mining and Minerals Engineering Virginia Polytechnic Institute and State University*.

Madden, B. J., (1988), "The Performance of Coal Pillars Designed to them Squat Pillar Formula," Proceedings 29th U.S. Symposium on Rock Mechanics, Balkema, Rotterdam, pp. 699–708.

Malkawi A. I. Husein , Hassan W. F., Abdulla F. A., (2000), "Uncertainty and reliability analysis applied to slope stability", *Structural Safety*; 22 : 161-187.

Mark C., (1990), "Pillar design methods for longwall mining", *BuMines IC 9247*, pp 53.

Merwe JN van der., (2001), "Develop international links for cooperative research in coal mining with special emphasis on interaction with international experts for

developing industry guidelines for the design of pillars in coal mines", *Research Enterprises at up, COL 815*.

Morrison R. G. K., Corlett A. V., Rice H. R., (1956), "Report on special committee on mining practices at Elliot Lake", Ontario Department of Mines, Bull; 155.

Mrugala M. G., Sheorey P.R. and Kushwaha A., (2001), " Numerical estimation of pillar strength in coal mines", *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences* 38 , pp 1185–1192 .

Mukherjee C., Sheorey P. R. K. and Sharma G., (1994), "Numerical Simulation of Caved Goaf Behaviour in Lnogwall Workings", *Int. J. Rock Mech Min Sci & Geomech* Vol. 31, No. 1. pp 35-45.

NIOSH., (2003), "ALPS software (Analysis Longwall Chain Pillar Stability)". Version 5.1.44., User Manual.

Obert, L., and Duvall, W. I., (1967), "*Rock Mechanics and the Design of Structures in Rock*", Wiley, New York, pp. 542–545.

Pappas D. M, Mark C., (1993), "Behaviour of simulated longwall gob material". Report of Investigations, US Department of the Interior. Bureau of Mines, RI-9458. p. 39.

Park H., West T. R., (2001), "Development of a probabilistic approach for rock wedge failure", *Engineering Geology*; 59: 233-251.

Peng S. S., (1986), "Coal Mine Ground Control", *A Wiley-Interscience Publication*, Second Edition, PP.237-264.

Pine R. J., (1992), "Risk analysis design applications in mining geomechanics", *Trans Inst Min Metall*, Section A, pp 49–58.

Priest S. D., Brown, E. T., (1983), " Probabilistic stability analysis of variable rock slopes", *Trans, Inst Min Metal .(sec A Min industry)*; 99: A1-A12.

Quek S. T and Leung C. F., (1995), "Reliability-based stability analysis of rock excavations", *Int J Rock Mech Min Sci Geomech Abstr*;32(6):617–20.

Rackwitz R., (1976), "Practical probability approach to design", *Comité Européen du Béton*, Bulletin 112, Paris.

Rackwitz R., Fiessler B., (1978), "Structural reliability under combined random load sequences", *Computers and Structures*; 9:489-494.

Rosenblueth, E., (1975), "Point Estimates for Probability Moments", Proceedings, Nat. Acad. Sci. USA 72 (10): pp. 3812-3814.

Salamon M. D. G., (1990), "Mechanism of caving in longwall mining". rock mechanics contributions and challenges: Proceedings of the 31st US Symposium, Golden. pp. 161–168.

Salamon, M. D. G., and Munro, A.H., (1967), "A Study of the Strength of Coal Pillars," *Journal of South African Institution of Mining and Metallurgy*, Vol. 68, pp. 55–67.

Schissler P. A., (2002) "Yield Pillar Design For Coal Mines Based On Critical Review Of Case Histories", Golden , Colorado , USA.

Sheorey P. R. , Das M. N. , Bordia S. K., Singh B., (1986), "Pillar strength approaches based on a new failure criterion for coal seams", *Int J Min Geol Eng* ;4:273–90.

Smart B. G. D and Haley S. M., (1987), "Further development of the roof strata tilt concept for pack design and the estimation of stress development in a caved waste", *Miner Sci Technol*, pp.121–30.

Tabas Coal Mine Project Basic Design Report-Mining. (2005), Vol 1 of 5.

Tabas coal mine project. (2005), "Operation & instruction of Longwall system", Vol 1,3, 12 of 12.

Tichy M., (1994), "First-order third-moment reliability method". *Structural Safety*; 16:189-200.

Trent R. H. and Harrison W., (1982), "Longwall Mining", Sec 3 in *Underground Mining Method Handbook*, W.A. Hustrolid, Sco. Mng. Eng.

Wang, F. D., Skelly, W. A., and Wolgamott, J., (1975), "In-situ Coal Pillar Strength Study," Proceedings 18th U.S. Symposium on Rock Mechanics, Keystone, CO, pp. 2B5–1:9.

Wilson A. H., (1981), "Stress stability in coal ribsides and pillars", Proceedings of the First Conference on Ground Control in Mining, Morgantown, p.1–12.

Wong F. S., (1984), "Slope stability and response surface method". *Journal of Geotechnical Engineering ASCE*; 110: pp. 32-53.

www.uow.edu.au/eng/longwall/html/pillar.html, (2008), university of Wollongong.

Yarahmadi-Bafghi A. R., Verdel T., (2003) "The Probabilistic Key-Group Method." *International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics*.

Yavuz H., (2004), "An estimation method for cover pressure re establishment distance and pressure distribution in the goaf of longwall coal mines", *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*, pp.193–205.

York G., Canbulat I. and Jack B. W. (2000), "Coal pillar design procedures", *CSIR Mining Technology*.

Yucemen M. S., Duzgun H. S. B., Karpuz C., (2002), "A probabilistic model for the assessment of uncertainties in the shear strength of rock discontinuities", *International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences*; 39 : pp.734-754.

Zern E. N., (1926), " *Coal miner's pocket book*", New York: McGraw-Hill.

Zhao Y. G., Ono T., (1999), "A general procedure for first/second-order reliability method (FORM/SORM)", *Structural Safety*; 21:pp. 95-112.

Zhao Y. G., Ono T., (2001), "Moment methods for structural reliability", *Structural Safety*; 23:pp. 47-75.

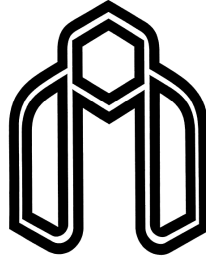
Abstract

The longwall mining is widely used to exploit underground coal deposits in Iran. In this method, design of pillars, especially chain pillars, is one of the most important parts in the mining design. Pillars dimensions was conventionally determined considering some factors such as; coal compressive strength, pressure on pillars and ratio of pillar width to pillar height. Today, the conventional methods which are used to determine pillars dimension has been replaced by numerical methods. However, those approaches have a deterministic nature. Therefore, it is necessary to validate their results using data obtained by instrument or probabilistic methods.

In this research, as the first stage, the dimension of coal pillars in Tabas coal mine (No.1) has been determine in all possible depths using empirical methods. In the second stage, pillars system including chain pillars, barrier pillars and adjacent panel are modeled. The model is then analyzed using FLAC^{3D} software to find the side abutment and the front abutment pressure. Based on the dimensions of pillars reported in the basic designs of Tabas coal mine; the results of numerical analysis are shown that the chain pillars safety factor of is 1.6. In the last stage, by the probabilistic methods, first-order reliability moment (FORM) and Monte- Carlo Simulation (MCS), the results of the numerical model have been validated. Based on this validation methods, the probability of the pillars failure are approximately computed between 14-25 percent.

Keywords:

Mechanized longwall, Chain pillars, Numerical Modeling, Probabilistic Analysis



Shahrood University of Technology
Faculty of Mining Engineering, Petroleum and Geophysics

Optimized Design of Longwall Chain Pillars in the Tabas Coal Mines

Student:

Mehdi Najafi

Supervisors:

Dr. S. E. Jalali

Dr. F. Sereshki

Adviser:

Dr. A. R. Yarahmadi-Bafghi

January 2009