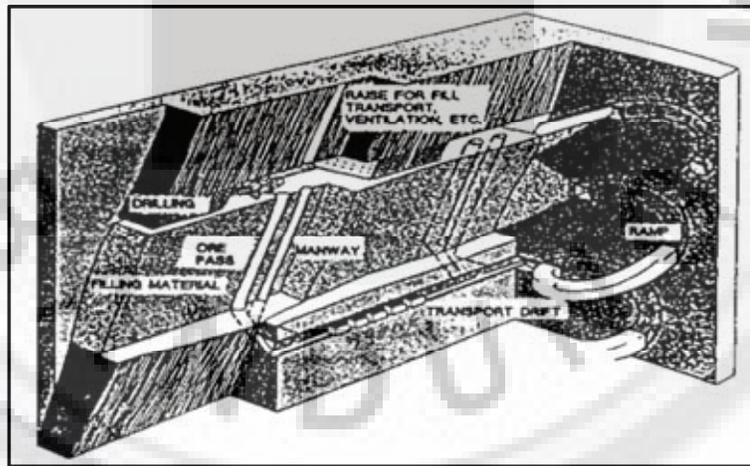


## BAB III

### LANDASAN TEORI

#### 3.1 Metode *Underhand Cut And Fill*

Metode *underhand cut and fill* (UHCF) merupakan teknik penambangan dengan memotong batuan untuk membuat *stope* dalam *level* kemudian mengisi kembali dengan posisi menambang di atas badan *ore* dan *filling* hasil penambangan sebelumnya sebagai atap. Kemajuan penambangan dengan metode UHCF diukur dari *level* atas ke bawah dengan membentuk lapisan-lapisan penambangan. Metode penambangan ini dilakukan untuk mendapatkan *mining recovery* yang tinggi karena penambangannya dilakukan secara selektif namun membutuhkan biaya yang tinggi sehingga hanya dilakukan pada endapan bijih yang bernilai tinggi.



Sumber : Carlos Jimeno, 1995

**Gambar 3.1**  
**Penambangan Metode *Cut and Fill***

Metode *cut and fill* merupakan metode yang direkomendasikan untuk endapan yang memiliki kadar bijih bernilai tinggi, kekuatan bijih yang kuat namun kurang kompak dengan batuan sampling yang lemah, bentuk endapan bijih tabular

dengan kemiringan endapan  $35^{\circ}$  -  $90^{\circ}$  berbentuk *vein* dan ukuran endapan 4 - 40 m tetapi yang umumnya adalah 10 - 12 m.

Kelebihan metode penambangan ini adalah sebagai berikut :

1. Termasuk metode yang luwes, karena metode ini bisa menambang endapan-endapan yang tidak teratur bentuknya, diubah ke metode penambangan yang lain tidak begitu sulit, memungkinkan untuk dilakukannya *selective mining*,
2. Akibat dari sifat metode ini maka dapat diusahakan *mining recovery* yang tinggi,
3. Dari *front* atau lombong dapat sekaligus dilakukan *prospecting* dan eksplorasi,
4. Batuan samping yang secara tidak sengaja pecah dapat dipakai sebagai *filling material* sehingga tidak perlu diangkut ke luar tambang,
5. Penambangan bisa dilakukan di beberapa lombong sekaligus sehingga produksi bisa diatur besar kecilnya.

Kekurangan metode penambangan *cut and fill* antara lain :

1. Biaya penambangan cukup mahal karena harus dibuat panyangga pada batuan sekitar badan bijih yang sangat lunak dan tidak kompak,
2. Selain harus menambang bijihnya, juga harus mengurus material pengisi sehingga diperlukan lebih banyak karyawan terutama jika material pengisi harus diambil lebih jauh,
3. Untuk bentuk endapan bijih yang tidak teratur, maka batuan samping harus sering digali,
4. Setiap kali akan dilakukan peledakan, maka harus mempersiapkan alat untuk memisahkan material pengisinya dari bijih, berarti ada ongkos tambahan,

5. Endapan bijih yang tipis tetapi perlu penambangan yang lebar untuk mendapatkan ruang kerja yang luas dan enak. Jika ditambang selebar *ore body* tidak mungkin jadi terpaksa diperlebar dengan konsekuensi *country rock* harus diambil lebih dulu, batuan samping diambil sebagian untuk *filling* dan sebagian dibuang.

### 3.1.1 Kegiatan Penambangan

Kemajuan penambangan dilakukan didalam suatu siklus yang meliputi tahapan sebagai berikut :

1. Pemboran dan peledakan, tujuannya adalah untuk membongkar atau memberai material yang sukar diambil dari batuan induknya. Dimensi lubang bukaan yang dibuat pada umumnya berbentuk tapal kuda.
2. *Scalling* dan penyanggaan meliputi pemindahan *loose* material dari atap dan dinding *stope* serta pemasangan sistem penyanggaan sesuai dengan rekomendasi berdasarkan klasifikasi massa batuan yang digunakan.
3. Pemuatan dan pengangkutan bijih, dimana bijih secara mekanis dipindahkan dari dalam *stope* menuju *stickpile/ ore pass*.
4. Pengisian kembali (*back filling*) *stope* yang telah kosong di isi kembali dengan material *filling*. Pengisian rongga ini dimaksudkan sebagai lantai dasar pijakan pekerja dalam melakukan kegiatan penambangan berikutnya dan juga sebagai penguat agar dinding *footwall* dan *hanging wall* tidak runtuh.

### 3.1.2 Paste Fill

Penggunaan *paste fill* merupakan komponen yang semakin penting dari operasi pertambangan bawah tanah dan menjadi standar untuk digunakan penambangan dengan sistem *cut and fill* (Landriault et al. 1997, Naylor et al. 1997).

*Paste fill* dapat berupa *tailing* yang dihasilkan selama pengolahan mineral yang dicampur dengan *portland* semen dan kapur (Mitchell 1989). Parameter campuran dapat dioptimalkan untuk mencapai kekuatan target dengan penggunaan semen. Parameter campuran termasuk konten pengikat dan jenisnya, distribusi ukuran butir dan mineralogi *mill tailing*, dan campuran air. Untuk desain uji kuat tekan *uniaksial* (UCS desain), parameter-parameter ini dapat disesuaikan untuk menghasilkan desain campuran yang optimal. Setiap komponen memainkan peran penting untuk mempengaruhi hasil kekuatannya dan *curing time* dari *paste fill*. (Stone, 1993).

*Paste fill* cocok untuk semua sistem penambangan bawah tanah, biaya yang lebih rendah, berbentuk *solid* sehingga mengurangi dilusi dan ramah lingkungan serta aman untuk kesehatan, memungkinkan ekstraksi pilar bijih, meningkatkan ekstraksi sumber daya, memungkinkan tanah dukungan lokal dan regional yang efektif, cepat mengisi sehingga siklus lombong lebih pendek.

### 3.2 Massa Batuan

Massa batuan merupakan batuan *insitu* yang dijadikan diskontinu oleh struktur berupa kekar, sesar dan bidang perlapisan. Terdapat beberapa variasi lebar dari bentuk *orebody* dan karakteristik massa batuan yang ditemukan di dalam tambang bawah tanah pada setiap tambang terdapat sebuah keunikan mendesain yang menantang. Tipe dari metode-metode tambang harus dimodifikasi dengan tepat untuk beberapa keganjilan dari sifat-sifat setiap batuan yang ada di tambang bawah tanah. Dengan cara yang sama, dilakukan pada penggalian seperti *shaft*, pengangkutan harus di rencanakan dengan tepat sesuai dengan geometri pada tambang, ukuran dari peralatan yang digunakan dan karakteristik dari massa batuanya.

Proses terjadinya massa batuan adalah terbentuk secara alamiah, sehingga memiliki sifat yang cenderung unik (tidak ada kembarannya) meskipun secara deskriptif namanya sama. Oleh karena itu, sifat massa batuan di alam adalah heterogen, anisotrop, dan diskontinu.

1. Heterogen, terdiri dari mineral sebagai pembentuk batuan dan butiran padatan yang memiliki ukuran dan bentuk padatan,
2. Anisotrope, artinya bahwa massa batuan mempunyai sifat-sifat yang berbeda pada arah yang berbeda,
3. Diskontinu, artinya bahwa massa batuan selalu mengandung unsur struktur geologi yang mengakibatkan massa batuan itu diskontinu seperti kekar, sesar, retakan, bidang perlapisan. Struktur geologi ini cenderung memperlemah kondisi massa batuan.

Bidang diskontinu ini dapat membedakan kekuatan massa batuan dengan batuan utuh. Massa batuan akan memiliki kekuatan yang lebih kecil. Karakteristik massa batuan tidak dapat diperkirakan tetapi harus didapatkan dari hasil observasi, deskripsi dan melakukan *test* langsung maupun tidak langsung yang didukung oleh *test* laboratorium dengan menggunakan *specimen* dari batuan.

### 3.3 Tegangan dalam Massa Batuan

Penggalian terowongan pada massa batuan akan membawa perubahan kondisi tegangan di area sekitar dan ruang akibat penggalian menyebabkan terjadinya *displacement*. Tegangan yang terdapat dalam suatu massa batuan dapat dikelompokkan menjadi dua, yaitu :

1. Tegangan mula-mula (*original*), sebelum dilakukan penggalian, meliputi :

a. Tegangan *In situ*

Tegangan *insitu* terjadi akibat berat batuan yang berada di atas suatu titik di bawah tanah. Besarnya tegangan *insitu* merupakan hasil kali antara kedalaman suatu titik di bawah tanah dari permukaan dengan densitas atau bobot isi dari material di atas titik tersebut. Tegangan *insitu* dapat disamakan dengan tegangan vertikal ( $\sigma_v$ ). Besarnya tegangan *insitu* pada suatu titik dalam massa batuan di dalam tanah dapat dihitung dengan persamaan 3.1 (Hoek and Brown, 1978) berikut ini :

$$\sigma_v = \gamma \cdot z \sim 0.027 z \dots\dots\dots (3.1)$$

Keterangan :  $\sigma_v$  = Tegangan vertikal ( MN/m<sup>2</sup>)

$z$  = Kedalaman dari permukaan tanah (m)

$\gamma$  = Berat jenis batuan (MN/m<sup>3</sup>)

b. Tegangan Tektonik

Tegangan tektonik disebabkan karena kondisi bumi yang tidak stabil. Ketidakstabilan kondisi bumi disebabkan oleh adanya pergerakan-pergerakan di dalam kerak bumi yang terjadi secara terus-menerus.

c. Tegangan Sisa (*Residual*)

Tegangan sisa adalah tegangan yang tersisa meskipun penyebab tegangan tersebut telah hilang. Sebagai contoh tegangan yang disebabkan oleh karena panas bumi dan pembengkakan pada kulit bumi. Tegangan sisa ini mempunyai pengaruh negatif terhadap kekuatan dari batuan.

d. Tegangan *Thermal*

Tegangan thermal disebabkan karena adanya proses pemanasan atau pendinginan dari material batuan. Tegangan ini terjadi di dalam bumi dan

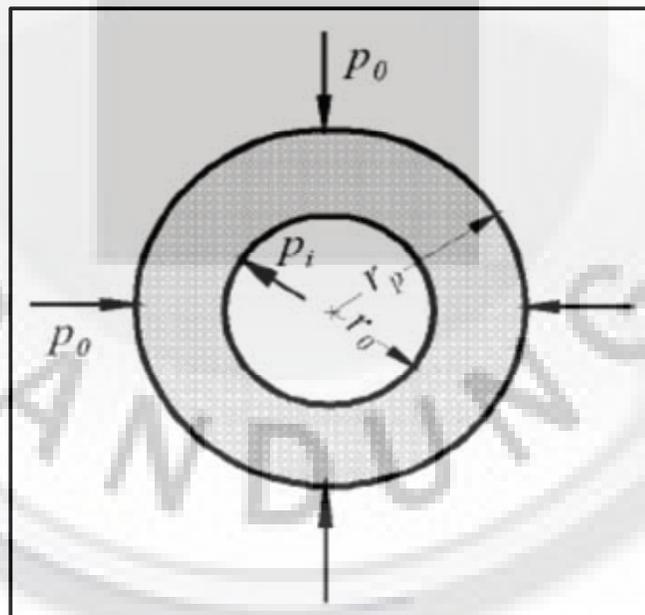
dapat disebabkan dari pemanasan matahari atau hasil dari pemanasan zat radioaktif dan proses geologi lainnya.

## 2. *Induced Stress*

*Induced stress* merupakan tegangan yang disebabkan oleh kegiatan penambangan. Besarnya *induced stress* sulit untuk dihitung secara matematis. Tegangan yang timbul akibat adanya *induced stress*, baru akan diketahui setelah dilakukan pengukuran tegangan disuatu tempat.

### 3.4 Interaksi Massa Batuan dan Penyangga

Suatu terowongan diasumsikan sirkuler dengan radius ( $r_0$ ) terhadap tekanan-tekanan hidrostatik ( $p_0$ ) dan tekanan internal penyangga yang seragam ( $p_i$ ).



Sumber : *Support of Underground Excavations in Hard Rock* (Hoek, Kaiser and Bawden), 1993

**Gambar 3.2**  
**Zona Plastis Sekitar Terowongan Sirkular**

Runtuhan massa batuan di sekeliling terowongan tersebut terjadi, bila tekanan internal yang diberikan oleh terowongan tersebut kurang daripada

tekanan penyangga kritis ( $p_{cr}$ ), yang didefinisikan (Hoek, Kaiser and Bawden, 1993) dengan rumus di bawah ini :

$$p_{cr} = \frac{2p_0 - \sigma_{cm}}{1+k} \dots\dots\dots (3.2)$$

Dimana :

$$\sigma_{cm} = \frac{2c \times \cos \phi}{1 - \sin \phi} \dots\dots\dots (3.3)$$

$$k = \frac{1 + \sin \phi}{1 - \sin \phi} \dots\dots\dots (3.4)$$

Keterangan :  $p_{cr}$  = Tekanan Penyangga Kritis

$p_0$  = Tekanan-tekanan Hidrostatik

$p_i$  = Tekanan Internal Penyangga yang Seragam

$r_0$  = Radius Terowongan (Jari-jari Terowongan)

$c$  = Kohesi

$\sigma_{cm}$  = *Uniaxial Compressive Strength* Massa Batuan

$k$  = Koefisien

$\phi$  = Sudut Gesek Dalam Massa Batuan

Jika tekanan penyangga internal ( $p_i$ ) lebih besar dari tekanan penyangga kritis ( $p_{cr}$ ), tidak ada runtuh yang terjadi dan perilaku massa batuan di sekeliling terowongan tersebut elastis. Perpindahan elastis radial ke dalam (*inward*) didefinisikan dengan rumus di bawah ini :

$$u_{ie} = \frac{r_0 (1 + \nu)}{E} (p_0 - p_i) \dots\dots\dots (3.5)$$

Keterangan :  $u_{ie}$  = Perpindahan Elastis Radial ke Dalam (*Inward*)

$E$  = Modulus Young atau Modulus Deformasi

$\nu$  = Perbandingan *Poisson*

Bila tekanan penyangga internal  $p_i$  tersebut kurang daripada tekanan penyangga kritis  $p_{cr}$  maka runtuh terjadi dan radius  $r_p$  dari zona plastis di sekitar terowongan tersebut diberikan oleh

$$r_p = r_0 \left[ \frac{2(p_0(k-1) + \sigma_{cm})}{(1+k)(k-1)p_i + \sigma_{cm}} \right]^{\frac{1}{(k-1)}} \dots\dots\dots (3.6)$$

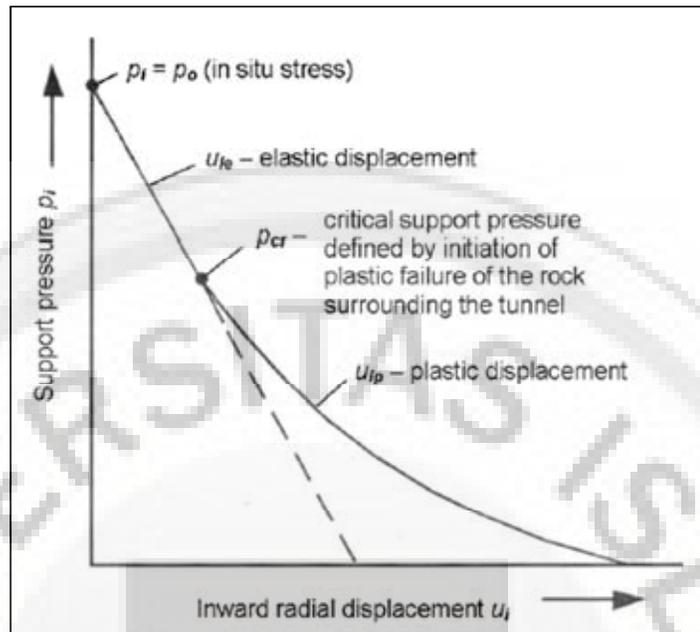
Keterangan :  $r_p$  = Radius dari Zona Plastis di Sekitar Terowongan

Total perpindahan radial ke dalam dari dinding-dinding terowongan tersebut diberikan oleh:

$$u_{ip} = \frac{r_0(1+\nu)}{E} \left[ 2(1-\nu)(p_0 - p_{cr}) \left( \frac{r_p}{r_0} \right)^2 - (1-2\nu)(p_0 - p_i) \right] \dots\dots\dots (3.7)$$

Keterangan :  $u_{ip}$  = Perpindahan Plastis Radial Ke Dalam (*Inward*)

Suatu tipikal plot yang khas dari perpindahan-perpindahan yang diprediksikan oleh Persamaan 3.2 dan Persamaan 3.6 diberikan pada Gambar 3.6. *Plotting* ini memperlihatkan pemindahan nol bila tekanan penyangganya sama dengan tekanan hidrostatik ( $p_i = p_o$ ), perpindahan elastis untuk  $p_o > p_i > p_{cr}$ , perpindahan plastis untuk  $p_i < p_{cr}$  dan perpindahan maksimum bila tekanan penyangganya sama dengan nol.



Sumber : Support of Underground Excavations in Hard Rock (Hoek, Kaiser and Bawden), 1993

**Gambar 3.3**

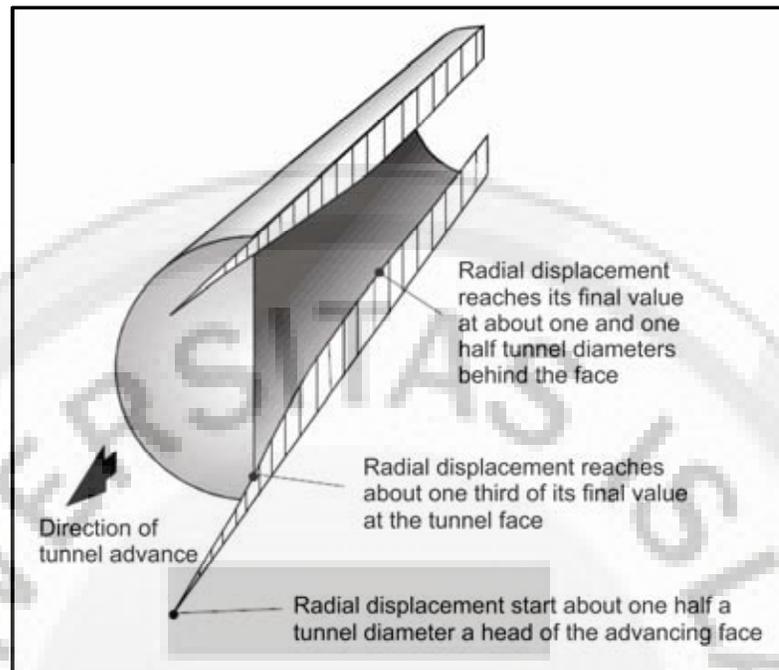
Representasi Grafis dari Hubungan-Hubungan Antara Tekanan Penyangga Dengan Pemindahan Radial dari Dinding-Dinding Terowongan yang Didefinisikan oleh Persamaan 3.2 Dan 3.6

### 3.5 Deformasi Terowongan Yang Tidak Disangga

Untuk memahami bagaimana tekanan penyangga itu dibuat, hal tersebut dimulai dengan suatu penyelidikan pada Gambar 3.4 yang memperlihatkan respons massa batuan di sekeliling terowongan maju (*advancing*).

Dengan mempertimbangkan respon dari suatu titik pengukuran yang dipasang dengan baik di depan terowongan maju. Pemindahan yang dapat diukur dalam massa batuan itu dimulai pada suatu jarak sekitar setengah diameter terowongan di depan *face* tersebut. Pemindahan tersebut meningkat secara kontinu dan bila *face* terowongan itu berimpit dengan titik pengukuran, maka pemindahan radial sekitar sepertiga dari nilai maksimumnya.

Pemindahan tersebut mencapai nilai maksimum bila *facenya* telah maju sekitar satu setengah diameter terowongan diluar titik pengukur tersebut dan penyangga yang diberikan oleh *face* tersebut tidak lagi efektif.



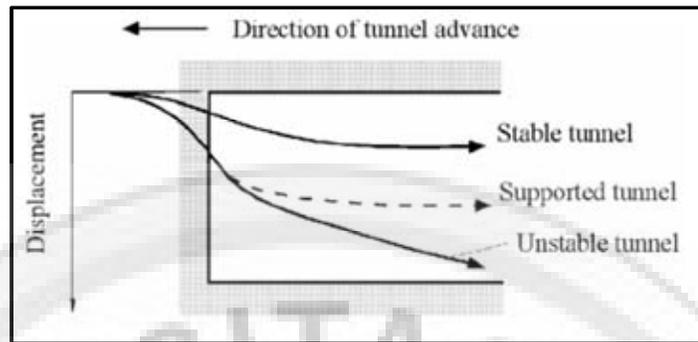
Sumber : *Support of Underground Excavations in Hard Rock*  
(Hoek, Kaiser and Bawden), 1993

**Gambar 3.4**

**Pola Deformasi Radial Pada Atap dan Lantai Untuk Terowongan Maju**

Ketika massa batuan itu cukup kuat untuk menahan runtuh, yakni bila  $\sigma_{cm} > 2p_o$  untuk  $p_i = 0$  (dari Persamaan 3.1). pemindahan-pemindahan tersebut elastis dan mengikuti garis putus-putus (*dashed line*) yang diperlihatkan pada Gambar 3.3.

Catatan bahwa runtuh plastis dari massa batuan di sekeliling terowongan itu tidak diperlukan, yang berarti bahwa terowongan tersebut akan runtuh. Material yang terganggu tersebut masih memiliki kekuatan yang besar dan terlihat bahwa tebal zona plastisnya kecil dibandingkan dengan radius terowongan. Di sisi lain, bila zona plastis yang besar terbentuk dan bila pemindahan-pemindahan pada bagian dalam terowongan yang besar dari dinding terowongan tersebut terjadi, maka *loosening* massa batuan yang terganggu itu akan menyebabkan timbulnya *raveling* atau *spalling* yang besar dan akhirnya menyebabkan keruntuhan terowongan yang tidak disangka.



Sumber : *Support of Underground Excavations in Hard Rock*  
(Hoek, Kaiser and Bawden), 1993

**Gambar 3.5**

### **Kurva-Kurva Perpindahan Atas Terowongan untuk Kondisi-Kondisi Stabilitas yang Berbeda dalam Massa Batuan Sekelilingnya**

Fungsi utama dari penyangga tersebut adalah untuk mengontrol pemindahan dari dalam dinding-dinding terowongan untuk mencegah *loosening*, yang dapat menyebabkan runtuhnya terowongan.

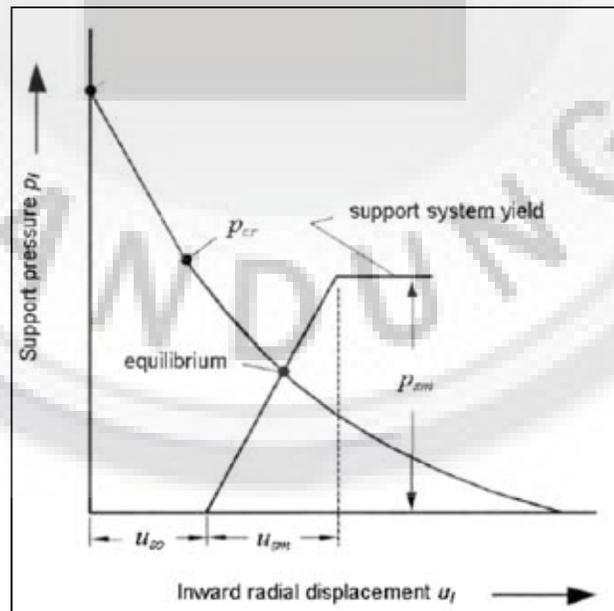
Pemasangan *rock bolts*, *shotcrete lining* atau *steelsets* tidak dapat mencegah runtuhannya batuan di sekeliling terowongan yang signifikan terhadap *overstressing* (penekanan yang berlebihan), tetapi jenis-jenis penyangga ini sesungguhnya memainkan peranan penting dalam mengontrol deformasi terowongan. Ringkasan grafis konsep ini disajikan pada Gambar 3.5.

Sebagaimana diilustrasikan pada Gambar 3.4 dan Gambar 3.5, sejumlah deformasi tertentu terjadi di depan *face* dari terowongan maju tersebut. Di *face* itu sendiri, kira-kira sepertiga dari total deformasinya sudah terjadi dan deformasi ini tidak dapat dipulihkan. Selain itu, hampir selalu ada suatu tahap siklus penggalian dimana ada suatu perbedaan antara *face* dengan elemen penyangga terdekat yang dipasang. Oleh karena itu, deformasi lebih lanjut terjadi sebelum penyangga menjadi efektif. Total pemindahan awal ini akan disebut  $u_{so}$  dan diperlihatkan pada Gambar 3.6.

Sekali penyangga itu terpasang dan berhubungan secara efektif sepenuhnya dengan batuan, maka penyangga tersebut mulai mengalami

perubahan bentuk secara elastis sebagaimana diperlihatkan pada Gambar 3.6. Pemindahan elastis maksimum yang dapat ditampung oleh sistem penyangga itu adalah  $u_{sm}$  dan tekanan penyangga maksimum  $p_{sm}$  didefinisikan oleh hasil dari sistem penyangga tersebut.

Bergantung pada karakteristik dari sistem penyangga itu, massa batuan di sekeliling terowongan dan tingkat tegangan *insitu*, sistem penyangga tersebut akan mengalami deformasi secara elastis sebagai reaksi terhadap penutupan terowongan, sejalan dengan majunya *face* menjauhi titik yang sedang dipertimbangkan tersebut. Kesetimbangan akan dicapai, jika kurva reaksi penyangga itu memotong kurva pemindahan massa batuan sebelum salah satu dari kurva-kurva ini maju terlalu jauh. Jika penyangga itu terpasang terlalu lambat (yakni  $u_{so}$  besar pada Gambar 3.6), maka massa batuan mungkin saja sudah mengalami deformasi sampai tingkat dimana loosening material yang terganggu itu tidak dapat diubah lagi.



Sumber : *Support of Underground Excavations in Hard Rock* (Hoek, Kaiser and Bawden), 1993

**Gambar 3.6**

**Respon Sistem Penyangga Terhadap Pemindahan Dinding Terowongan**

Di sisi lain, jika kapasitas penyangga itu tidak memadai (yakni  $p_{sm}$  rendah pada Gambar 3.6), maka hasil penyangga tersebut bisa saja terjadi sebelum kurva deformasi massa batuan itu terpotong. Dalam salah satu dari kasus-kasus ini sistem penyangga itu akan tidak efektif, karena kondisi kesetimbangan tersebut, yang diilustrasikan pada Gambar 3.6 tidak akan tercapai.

Sejumlah faktor-faktor terlibat dalam upaya mendefinisikan kurva-kurva yang diilustrasikan pada Gambar 3.6 hal tersebut sangat sulit untuk memberikan suatu petunjuk secara umum terhadap pemilihan penyangga untuk setiap situasi, bahkan untuk kasus terowongan *circular* yang sangat sederhana ini dalam suatu medan tegangan hidrostatis. Analisis yang telah disajikan ini terlalu sederhana untuk memberikan hasil yang bermakna dan pembahasan lebih lanjut mengenai topik ini tidak dibenarkan. Akan tetapi, banyak sekali yang dapat dipelajari dengan melakukan studi berbagai macam kombinasi dari tingkatan tegangan *insitu*, kekuatan massa batuan dan karakteristik penyangga juga akan dinilai.

### 3.6 Klasifikasi Massa Batuan

Klasifikasi massa batuan yang paling sering digunakan ada dua, yaitu Klasifikasi Geomekanika atau *Rock Mass Rating* (RMR) menurut *Engineering Rock Mass Classifications*, 1989 dan Klasifikasi *Rock Tunneling Quality Index (Q) System* menurut Barton et al., 1974. Kedua metode ini memasukkan keadaan geologi, geometrik, dan parameter teknik dalam memberikan nilai kuantitatif terhadap kualitas massa batuan.

Selain itu, kedua metode ini memasukkan keadaan geometri, geologi dan parameter-parameter teknik dalam kuantitatif terhadap kualitas massa batuan.

Keduanya menguraikan keadaan geologi dan geometri massa batuan tetapi dengan cara yang sedikit berbeda.

### 3.6.1 Pembobotan Massa Batuan (*Rock Mass Rating*)

*Rock Mass Rating* (RMR) dibuat pertama kali oleh Bieniawski (1973), Sistem klasifikasi ini telah dimodifikasi beberapa kali (terakhir 1989). Modifikasi selalu dengan data yang baru agar dapat digunakan untuk berbagai kepentingan dan disesuaikan dengan standar Internasional.

Terdapat lima parameter untuk mengklasifikasikan massa batuan menggunakan sistem RMR yaitu :

#### 1. Kuat Tekan Uniaxial Batuan Utuh (*Intact Rock*)

Terdapat dua cara untuk mendapatkan nilai parameter pada kuat tekan uniaxial batuan utuh, yaitu dengan melakukan uji *point load strength index* dan uji *uniaxial compressive strength (UCS)*. Nilai hasil uji dari 2 cara yang dilakukan ini dipilih untuk pembobotan nilai rating.

##### a. Uji *Point Load*

Uji ini dilakukan untuk mengetahui kekuatan dari contoh perhitungan batuan secara tidak langsung di lapangan. Contoh batu dapat berbentuk silinder maupun tidak beraturan. Sehingga hasil pengujian dapat diketahui secara cepat dan kekuatan batuan dapat diketahui di lapangan.

$$I_s = \frac{P}{D^2} \dots\dots\dots (3.8)$$

Dimana :  $I_s$  = *Point Load Test Index*

$P$  = Beban maksimum hingga percontoh pecah

$D^2$  = Jarak antara dua konus penekan

Menghitung kuat tekan yaitu dengan rumus :

$$\sigma_c = 23 \times I_s \dots\dots\dots (3.9)$$

Dimana :  $I_s = \text{Point Load Test Index}$

$\sigma_c = \text{kuat tekan batuan}$

b. Uji *Uniaxial Compressive Strength*

Uji ini menggunakan kuat tekan untuk jenis conto batuan yang berbentuk silinder, balok atau prisma dari satu arah (*uniaxial*). Perbandingan antar tinggi dan diameter sampel ( $\frac{1}{D}$ ) mempengaruhi nilai kuat tekan batuan. Untuk perbandingan ( $\frac{1}{D}$ ) = 1 kondisi tegangan triaxial saling bertemu sehingga akan memperbesar nilai kuat tekan batuan. Untuk pengujian kuat tekan digunakan  $2 < (\frac{1}{D}) < 2,5$ . Makin besar ( $\frac{1}{D}$ ) maka kuat tekannya akan bertambah kecil. Pemberian bobot untuk parameter kekuatan batuan utuh adalah sebagai berikut :

**Tabel 3.1**  
**Pembobotan Nilai Kekuatan Material Utuh**

Deskripsi Kualitatif	Kelas	UCS (MPa)	Point Load Indext (MPa)	Rating
Sangat Kuat Sekali	R6	> 250	. 10	15
Sangat Kuat	R5	100 – 250	4 -10	1
Kuat	R4	50 – 100	2 – 4	7
Sedang	R3	25 – 50	1 - 2	4
Lemah	R2	5 – 25	Penggunaan UCS Lebih Dianjurkan	2
Sangat Lemah	R1	1 -5		1
Sangat Lemah Sekali	R0	< 1		0

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

2. Rock Quality Designation (RQD).

*Rock Quality Designation* (RQD) merupakan persentasi dari perolehan *core drill* yang secara langsung didasarkan pada jumlah pecahan dan sejumlah pelemahan pada massa batuan yang diamati dari hasil pengeboran.

Prosedur pengukuran dan perhitungan RQD adalah sebagai berikut :

$$RQD = \left[ \frac{\sum \text{Panjang inti bor} \geq 10 \text{ cm} \times 100\%}{\sum \text{Panjang bor}} \right] \dots\dots\dots (3.10)$$

Nilai hasil perhitungan RQD ini kemudian disesuaikan dan *diplot* kedalam tabel sistem RMR untuk bobot ratingnya.

**Tabel 3.2**  
**Pembobotan Nilai RQD**

RQD (%)	Kualitas Batuan	Rating
90% - 100%	Sangat baik	20
75% - 90%	Baik	17
50% - 75%	Sedang	13
25% - 50%	Jelek	8
< 25%	Sangat Jelek	3

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

### 3. Spasi Bidang Diskontinu

Bidang diskontinu yang dimaksud dalam parameter ini adalah rekahan, kekar, sesar, patahan dari bidang diskontinu. Pengukuran jarak kekar adalah pengukuran jarak tegak lurus dari dua bidang kekar yang terdekat. Pengukuran ini dilakukan pada tiap-tiap garis pengukuran kekar (*scan-line*) pada setiap sisi lereng dan panjang garis pengukuran disesuaikan dengan panjang lereng pada setiap blok. Pemberian bobot berdasarkan pada tabel di bawah ini :

**Tabel 3.3**  
**Pembobotan Nilai Spasi Bidang Diskontinu**

Spasi Kekar	Kualitas Batuan	Rating
> 2 m	Sangat Lebar	20
0.6 – 200 mm	Lebar	15
200 – 600 mm	Sedang	10
60 – 200 mm	Rapat	8
< 60 mm	Sangat Rapat	5

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

### 4. Kondisi Bidang Diskontinu

Kondisi kekar dapat diamati langsung dengan melihat parameter kekasaran (*roughness*), lebar celah (*aperture* atau *separation*) dan ketebalan bahan pemisah atau pengisi celah (*infilling*). Selanjutnya menentukan tingkat

pelapukan (*weathering*) berdasarkan kelasnya, dan terakhir menentukan kemenerusan kekar (*extentions*).

**Tabel 3.4**  
**Pembobotan Nilai Spasi Bidang Diskontinu**

Kondisi Bidang Diskontinu	Permukaan sangat kasar, tidak ada pemisah, batuan samping tidak terlapukan	Permukaan sedikit kasar, pemisah < 1 mm, batuan samping sedikit terlapukan	Permukaan sedikit kasar, pemisah < 1 mm, batuan samping sangat terlapukan	Permukaan gelincir atau material pengisi setebal <5 mm atau pemisahan 1-5 mm kotinue	Material pengisi setebal > 5 mm atau pemisah > 5 mm kontinue
Rating	30	25	20	10	0

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

#### 5. Kondisi Air Tanah

Pengaruh air tanah terhadap kestabilan lubang bukaan dapat dilakukan dengan melakukan pengamatan laju aliran di dalam lubang bukaan. Kondisi air tanah dapat diidentifikasi dan dilakukan pembobotan dengan parameter sebagai berikut :

**Tabel 3.5**  
**Pembobotan Nilai Kondisi Air Tanah**

Kondisi Umum	Kering ( <i>Completely Dry</i> )	Lembab ( <i>Damp</i> )	Basah ( <i>Wet</i> )	Terdapat Tetetsan Air ( <i>Dripping</i> )	Terdapat Aliran Air ( <i>Flowing</i> )
Debit Air Tiap 10 m Panjang Terowongan (liter/menit)	Tidak ada	< 10	10 - 25	25 – 125	>125
Tekanan Air Pada Kekar/ Tegangan Prinsip Mayor	0	< 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5
Rating	15	10	7	4	0

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

Selain lima parameter dalam klasifikasi RMR di atas, terdapat faktor penyesuain berupa orientasi kekar. Parameter ini merupakan penambahan dari lima parameter sebelumnya. Bobot yang diberikan untuk parameter ini sangat tergantung pada hubungan antara orientasi struktur yang ada dengan metode penggalian yang

dilakukan. Oleh karena itu, dalam perhitungan bobot parameter ini biasanya dilakukan terpisah dari lima parameter lainnya.

Cara mendapatkan nilainya yaitu melakukan pengukuran dengan kompas untuk mengetahui jurus (*strike*) dan kemiringan (*dip*) dari bidang bidang diskontinu di dalam terowongan dan lokasi penambangan. Jurus (*strike*), kemiringan (*dip*) kekar dan arah penggalian terowongan menentukan pola diskontinuitas terhadap arah penggalian.

**Tabel 3.6**  
**Pengaruh Orientasi Struktur Terhadap Penggalian Terowongan**

Jurus Tegak Lurus Sumbu Terowongan				Jurus Sejajar Sumbu Terowongan		Tidak Tergantung Jurus
Galian Searah Kemiringan ( $\alpha$ )		Galian Melawan Kemiringan ( $\alpha$ )				
$\alpha=45^{\circ}-90^{\circ}$	$\alpha=20^{\circ}-45^{\circ}$	$\alpha=45^{\circ}-90^{\circ}$	$\alpha=20^{\circ}-45^{\circ}$	$\alpha=45^{\circ}-90^{\circ}$	$\alpha=20^{\circ}-45^{\circ}$	Dip $0^{\circ}-20^{\circ}$
Sangat Menguntungkan	Menguntungkan	Sedang	Tidak Menguntungkan	Sangat Tidak Menguntungkan	Sedang	Tidak Menguntungkan

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

Penyesuaian terhadap pengaruh orientasi kekar pada terowongan dapat dilakukan dengan melakukan pembobotan seperti pada tabel di bawah ini :

**Tabel 3.7**  
**Pembobotan Penyesuaian Struktur Pada Terowongan**

Jurus dan Kemiringan Orientasi Diskontinuiti		Sangat Menguntungkan	Menguntungkan	Sedang	Tidak Menguntungkan	Sangat Tidak Menguntungkan
Bobot	Terowongan	0	- 2	-5	-10	-12
	Fondasi	0	- 2	-7	-15	-25
	Lereng	0	- 2	-25	-50	-60

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

Langkah-langkah untuk menentukan kondisi massa batuan dengan menggunakan klasifikasi RMR adalah sebagai berikut :

1. Menghitung nilai bobot total batuan dari 5 parameter klasifikasi RMR sehingga diperoleh nilai RMR dasar. Nilai RMR dasar inilah yang kemudian digunakan sebagai acuan untuk menentukan nilai kohesi dan sudut gesek dalam,

2. Memberikan penilaian dan pembobotan dari kedudukan sumbu terowongan terhadap jurus dan kemiringan dari bidang diskontinu,
3. Menentukan nilai RMR terkoreksi dengan cara menjumlahkan bobot RMR dasar dan bobot faktor koreksi,
4. Menentukan rekomendasi penyangga dari nilai RMR yang sudah terkoreksi.

Berdasarkan nilai RMR, suatu massa batuan dapat dikategorikan ke dalam lima kelas batuan. Masing-masing kelas massa batuan tersebut dapat memperkirakan nilai kohesi dan sudut gesek dalam.

**Tabel 3.8**  
**Kelas Massa Batuan, Kohesi, Sudut Gesek Dalam Berdasarkan RMR**

Rating	100-81	80-61	60-41	40-21	20-0
<b>Kelas Massa Batuan</b>	I	II	III	IV	V
<b>Deskripsi</b>	Sangat Baik	Baik	Sedang	Jelek	Sangat Jelek
<b>Kohesi (kPa)</b>	>400	300-400	200-300	100-200	<100
<b>Sudut Gesek Dalam (°)</b>	>45	35-45	25-35	15-25	<15

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

Nilai RMR ini kemudian dijadikan sebagai panduan untuk rekomendasi penyanggaan lubang bukaan seperti pada tabel berikut ini :

**Tabel 3.9**  
**Rekomendasi Penyanggaan Terowongan Berdasarkan RMR**

Kelas Massa Batuan	Penggalian	Penyanggaan		
		Rockbolt	Shotcrete	Steel sets
Batuan sangat baik (I) RMR : 91 - 100	Fullface, kemajuan 3 m.	Umumnya, tidak diperlukan penyanggaan ke-c spot boring		
Batuan baik (II) RMR : 81 - 90	Fullface, kemajuan 1 - 1.5 m, penyangga lengkap 20 m dari muka.	Secara lokal, bolt di atap panjang 3 m, spasi 2.5 m, dengan tambahan wire mesh	50 mm di atap di tempat yang dibutuhkan.	Tidak perlu
Batuan sedang (III) RMR : 61 - 80	Top heading and bench, kemajuan 1.5 - 3 m di top heading, penyangga dipasang setiap setelah peledakan, penyangga lengkap 10 m dari muka.	Sistematik bolt panjang 4 m, spasi 1.5 - 2 m di atap dan dinding dengan wire mesh di atap.	50 - 100 mm di atap dan 30 mm di dinding.	Tidak perlu
Batuan buruk (IV) RMR : 41 - 60	Top heading and bench, kemajuan 1 - 1.5 m di top heading, pemasangan penyangga sering dengan penggalian, 10 m dari muka.	Sistematik bolt panjang 4 - 5 m, spasi 1 - 1.5 m di atap dan dinding dengan wire mesh.	100 - 150 mm di atap dan 100 mm di dinding.	Rangka ringan sampai sedang spasi 1.5 m di tempat yang diperlukan.
Batuan sangat buruk (V) RMR : < 20	Drift berganda dengan kemajuan 0.5 - 1.5 m di top heading, pemasangan penyangga sering dengan penggalian, shotcrete perlu segera setelah peledakan.	Sistematik bolt panjang 5 - 6 m, spasi 1 - 1.5 m di atap dan dinding dengan wire mesh, bolt invert.	150 - 200 mm di atap, 150 mm di dinding, dan 50 mm di muka.	Rangka berat sampai ringan spasi 0.75 m dengan steel lagging dan forepoling jika perlu, close invert.

Sumber : *Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989*

### 3.6.2 Rock Tunneling Quality Index (Q)

Q-system dikembangkan oleh Barton (1974) di *Norwegian Geotechnical Institute* untuk menentukan karakteristik massa batuan dan kebutuhan penyanggan terowongan yang dibuat berdasarkan hasil analisis dari 200 desain terowongan di sekitar Scandinavia.

Q-system ini didasarkan pada penilaian kuantitatif dari *rock mass quality* menggunakan parameter penilaian :

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \dots\dots\dots (3.11)$$

Keterangan :

- Q = Quality Batuan
- RQD = Rock Quality Designation
- J<sub>n</sub> = Joint set Number
- J<sub>r</sub> = Kekasaran dari *joint (discontinuity)*
- J<sub>a</sub> = Tingkat alterasi pada
- J<sub>w</sub> = Aliran air tanah
- SRF = Kondisi *stress*

Untuk menghubungkan nilai Q-System dengan kebutuhan penyangga, Barton et al. (1974) mendefinisikan parameter tambahan dimensi ekuivalen (De), dari lubang bukaan. Dimensi ini diperoleh dengan membagi lebar atau tinggi lubang bukaan dengan *excavation support ratio* (ESR) sehingga :

$$De = \frac{\text{Span or Height}}{ESR} \dots\dots\dots (3.12)$$

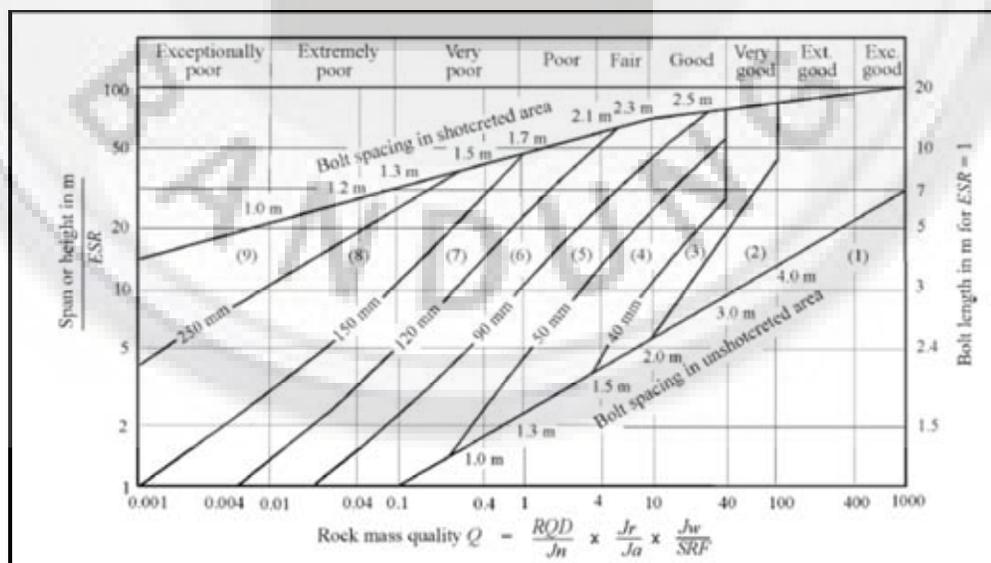
Maka Nilai ESR berhubungan dengan tujuan penggunaan lubang bukaan dan tingkat keamanan yang dipersyaratkan bagi sistem penyangga untuk menjamin kemandapan lubang bukaan.

**Tabel 3.10**  
**Kategori Lubang Bukkaan Terhadap Nilai ESR**

Type of Exavation		ESR
A	Temporary mine openings, etc	ca. 3-5
B	Vertical shaft* : i) circular sections ii) rectangular/ square section *Dependant of purpose. May be lower than given values	ca. 2.5 ca. 2.0
C	Permanent mine openings, water tunnels for hydro power (exclude high preassure penstocks) water supply tunnels, pilot tunnels, drift and headings for large openings.	1,6
D	Minor road and railway tunnels, surge chambers, access tunnel, sewage tunnels, etc.	1,3
E	Power houses, storage rooms, water treatmet plants, major road and railway tunnels, civil defence chamber, portals, intercestions, etc.	1,0
F	Underground nuclear power station, railways stations, sport and public facilitates, factories, etc.	0,8
G	Very important caverns and underground openings with a long lifetime, ~100 years, or without access for mintenance	0,5

Sumber : Engineering Rock Mass Classifications (Z.T Bieniawski), 1989

Sehingga didapatkan kebutuhan penyangga dengan grafik di bawah ini yang dihubungkan antara pembagian tinggi atau *span* dalam meter dengan ESR terhadap nilai *rock quality index* (Q).



Sumber : Support of Underground Excavations in Hard Rock  
(Hoek, Kaiser and Bawden), 1993

**Gambar 3.7**  
**Kurva Perbandingan Tinggi atau Span dengan ESR terhadap Nilai Q**

Catatan untuk panjang *bolt* yang tidak termasuk ke dalam spesifikasi pada tabel terhadap nilai ESR, digunakan persamaan :

$$L = \frac{2 + 0,15B}{ESR} \dots\dots\dots (3.14)$$

Keterangan : B merupakan lebar lubang bukaan.

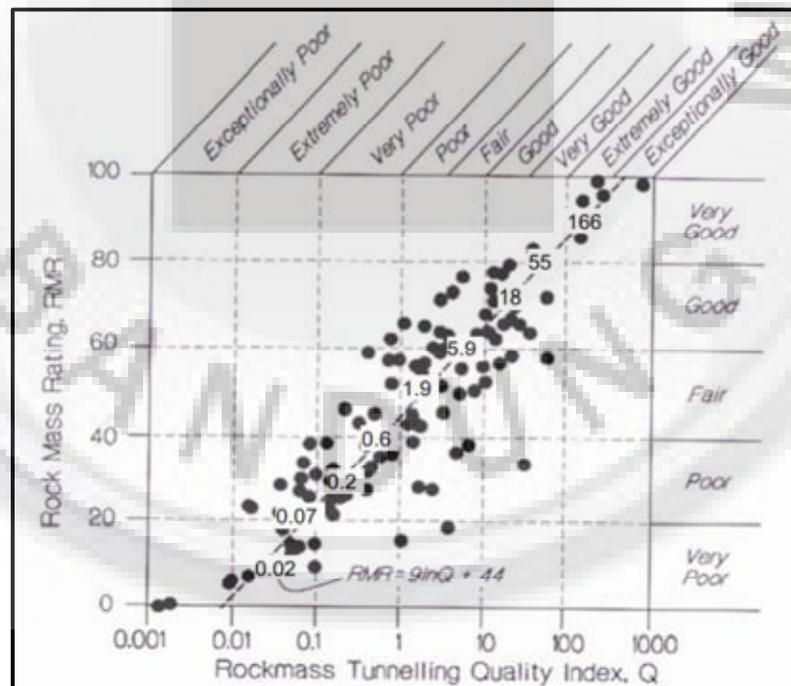
### 3.6.3 Perbandingan Klasifikasi RMR dan Q-Sistem

Hubungan antara klasifikasi RMR dan Q System dinyatakan dalam persamaan (Bieniawski, 1979) :

$$RMR = 9 \ln Q + 44 \dots\dots\dots (3.15)$$

$$Q = 10^{(RMR - 44)/21} \dots\dots\dots (3.16)$$

Grafik hubungan nilai RMR dan Q-system sebagai berikut :



Sumber : *Cablebolting in Underground Mines* (Z.T Bieniawski), 1993

**Gambar 3.8**  
Kurva Perbandingan Tinggi Span dengan ESR terhadap Q

### 3.7 Sistem Penyanggaan

Fungsi utama dari pemasangan penyanggaan adalah untuk mengontrol pemindahan dari dalam dinding terowongan untuk mencegah *loosening* yang dapat menyebabkan runtuhnya terowongan.

Pemasangan *rock bolts*, *shotcrete lining* atau *steel sets* tidak dapat mencegah runtuhannya batuan di sekeliling terowongan yang signifikan terhadap *overstressing* (penekanan yang berlebihan), tetapi jenis-jenis penyangga ini sesungguhnya memainkan peranan penting dalam mengontrol deformasi terowongan.

Berdasarkan tegangan yang diberikan, sistem penyanggaan dibedakan menjadi dua yaitu :

1. Penyangga aktif (*reinforcement*), sistem penyanggaan yang langsung memberikan tegangan awal terhadap massa batuan pada saat penyangga selesai dipasang. Penyangga jenis ini disebut juga dengan perkuatan batuan contohnya adalah *splitset* seperti pada Foto 3.1.

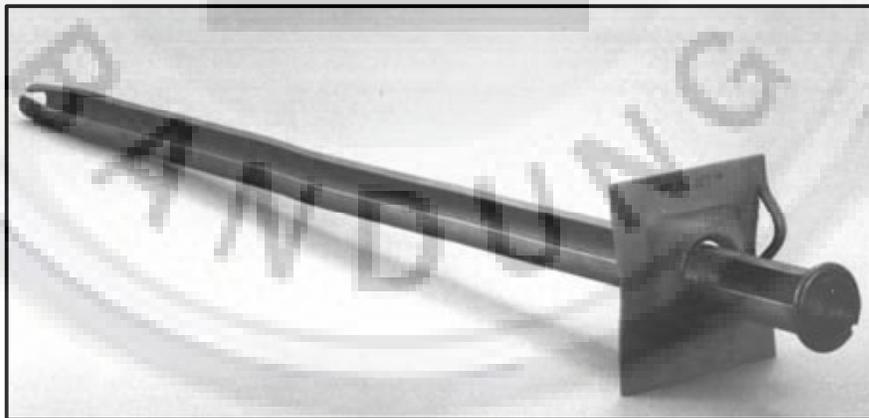


Foto 3.1  
*Splitset*

2. Penyangga pasif, sistem penyanggaan yang tidak langsung memberikan tegangan awal terhadap massa batuan pada saat pemasangan dan akan bekerja setelah massa batuan mengalami pergerakan. Contoh : *steel set*

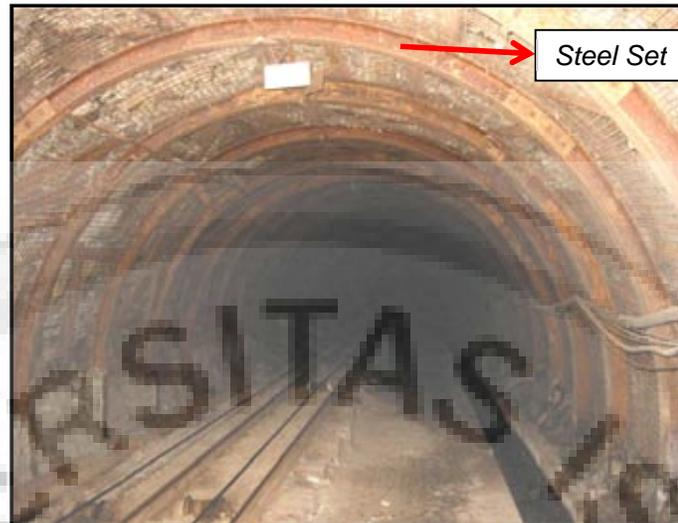


Foto 3.2  
Steel Set

### 3.8 Tinjauan Teknis Sistem Perkuatan *Rock Bolt*

Secara umum, perkuatan dengan menggunakan *rock bolt* sangat efektif dalam berbagai kondisi geologi dan geoteknik. Fungsi utama dari *bolting* pada atap adalah untuk mengikat batuan hancur akibat adanya struktur geologi maupun rekahan batuan dari hasil peledakan. Sehingga atap tidak runtuh dan mampu menahan beban yang diterima.

#### 3.8.1 Fungsi *Rock Bolt*

*Rock bolt* dipandang sebagai suatu perkuatan yang berfungsi sebagai berikut :

1. Penahan, *rock bolt* harus dijangkarkan pada suatu daerah yang kuat dan mantap. Baut ini dibebani secara prinsip oleh berat batuan yang disangga, baut tersebut dapat dibebani secara parsial oleh tegangan geser jika analisa mempunyai kemiringan terhadap gaya gravitasi. Kesulitan utama adalah mengevaluasi dari daerah yang mungkin terjadi keruntuhan.

Model dari daerah yang tidak mantap disekitar lubang bukaan sangat banyak dan sering didasarkan pada perhitungan dan hipotesa yang bebannya

diferifikasi pada seluruh jenis batuan. Oleh karena itu, disarankan untuk mencari dasar yang lebih realistis yaitu setiap kasus dari pengalaman dan pengukuran deformasi pada bagian dalam dari massa batuan (misal dengan *extensometer*). Hal ini memungkinkan diperolehnya suatu gambaran dari suatu pengetahuan langsung dari volume yang tidak mantap dari batuan sekitarnya.

2. Penekan, aksi suatu penyanggan pada bidang ubang bukaan bawah tanah, melalui gaya yang diaplikasikan dikonversikan menjadi tekanan rata-rata yang umumnya sangat rendah dari nilai tegangan yang telah ada dalam batuan sebelum dilakukan penggalian. Walaupun demikian, tekanan yang rendah ini dinilai cukup pada banyak kasus untuk terlibat secara nyata dalam kondisi seimbang dari batuan sekitar lubang bukaan.
3. Penguat, fungsi ini diakibatkan oleh penetrasi dari *rock bolt* kedalam batuan, sehingga memeperkuat sifat mekanik pada skala massa batuan. Hal ini dilakukan dengan memperbesar kekuatan batuan untuk bertahan terhadap pembebanan. Selanjutnya, proses yang terjadi yang perlu digaris bawahi bahwa ketiga fungsi tersebut biasa dikombinasikan satu sama lain. Kenyataannya sulit dipisahkan pada suatu studi nyata dari unjuk kerja *rock bolt* tersebut.

Pada batuan berlapis, *rock bolt* akan mempersatukan perlapisan sehingga memperbesar tebal dan menaikkan ketahanan terhadap perlengkungan. *Rock bolt* akan mencegah gerakan antar lapisan dengan arah sepanjang bidang perlapisan. Hal ini karena kuat geser dari *rock bolt* dan bertambahnya tegangan normal pada bidang perlapisan.

### 3.8.2 Pull Out Test

Pengujian terhadap *splitsets* menggunakan *pull out test* dengan menarik *splitsets* yang sudah terpasang pada dinding batuan. Pengujian dengan alat ini bertujuan untuk mengetahui besarnya pencapaian kekuatan *splitsets* dalam mengikat batuan (*bond strength*). Setelah *pull tester* dipasang pada dinding yang akan dilakukan *pull out test*, peralatan *pull tester* dirangkai kemudian dilakukan penguncian dan pemompaan. Tahapan pengukuran dapat dilihat pada tabel di bawah ini :

Tabel 3.11  
Tahapan Pengukuran Pull Out Test

Tahap	Dokumentasi	Keterangan
1		Pemasangan <i>pull tester</i> pada <i>splitset</i> dan penguncian plat besi ( <i>bearing</i> )
2		Pengukuran jarak antara plat besi dan dudukan <i>pull tester</i>
3		Peralatan <i>pull tester</i> dirangkai dengan sebuah pompa yang telah terpasang <i>dial gauge</i> untuk kemudian dihubungkan dengan power untuk kemudian dilakukan pemompaan.
4		Pengukuran <i>displacement</i> plat besi terhadap dudukan <i>pull tester</i> pada kekuatan maksimum beban yang diberikan kepada <i>split set</i>

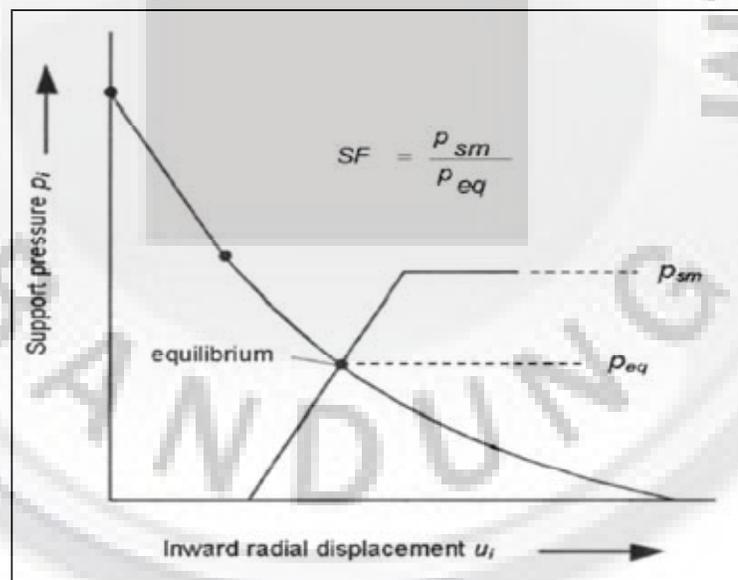
*Dial gauge* yang terpasang akan menunjukkan beban yang diberikan kepada *split sets*, ketika jarum pada *dial gauge* tidak mengalami pergerakan atau bergerak semakin menurun artinya kekuatan *split sets* telah mencapai kekuatan maksimal.

### 3.8.3 Interaksi *Rock Bolt*

Interaksi dari setiap jenis penyanggaan yang digunakan memperlihatkan respon massa batuan di sekeliling terowongan yang dapat dikaji dengan memperhitungkan faktor keamanan disetiap kemajuan tambang.

Faktor kermanan penyanggaan sama dengan perbandingan dari kapasitas penyanggaan terhadap kekakuan dari jenis penyanggaan yang digunakan dan didefinisikan dengan rumus di bawah ini :

$$FS = \frac{P_{s \max}}{P_{se}} \dots \dots \dots (3.13)$$



Sumber : *Support of Underground Excavations in Hard Rock* (Hoek, Kaiser and Bawden), 1993

**Gambar 3.9**  
**Faktor Keamanan Terhadap Interaksi Rock Support**

*Rock bolt* sebagai salah satu jenis perkuatan yang umum digunakan pada penambangan bawah tanah kapasitas penyanggaannya dapat dihitung dengan menggunakan persamaan berikut :

$$Prb \max = \frac{Trb}{SiSc} \dots\dots\dots (3.17)$$

Dimana :  $P_{rb \text{ Max}}$  = Tekanan penyangga maksimum *Rock bolt* (MPa)

$Trb$  = Beban maksimum yang dapat diterima *rock bolt* (MN)

$Sc$  = Spasi *bolt* secara tegak lurus arah penggalian (m)

$Si$  = Spasi *bolt* searah penggalian lubang bukaan (m)

**Tabel 3.12**  
**Karakteristik *Rock Bolt***

Jenis <i>Rock Bolt</i>	Tekanan/ Perpindahan	Diameter Terowongan (m)				
		4	6	8	10	12
<i>Very light</i> , 16 mm dia. <i>Pullout load</i> = 0.11 MN	Tekanan maksimum – MPa Perpindahan maks. – mm	0,25 10	0,11 12	0,06 13	0,04 14	0,03 15
<i>Light</i> , 19 mm dia. <i>Pullout load</i> = 0.18 MN	Tekanan maksimum – MPa Perpindahan maks. – mm	0,40 12	0,18 14	0,10 15	0,06 17	0,04 18
<i>Medium</i> , 25 mm dia. <i>Pullout load</i> = 0.27 MN	Tekanan maksimum – MPa Perpindahan maks. – mm	0,60 15	0,27 16	0,15 17	0,10 19	0,07 20
<i>Heavy</i> , 34 mm dia. <i>Pullout load</i> = 0.35 MN	Tekanan maksimum – MPa Perpindahan maks. – mm	0,77 19	0,34 21	0,19 22	0,12 23	0,09 24

Sumber : *Support of Underground Excavations in Hard Rock (Hoek, Kaiser and Bawden), 1993*

### 3.9 Metoda Elemen Hingga

Rancangan lubang bukaan bawah tanah dapat dilakukan dengan menggunakan pemodelan numerik. Pemodelan numerik ini dapat mensimulasikan sifat mekanik dari batuan dalam skala yang besar. Metode elemen hingga (*finite elements method*) merupakan salah satu metode analisis numerik yang menggunakan pendekatan diferensial. Metode ini dapat dipakai untuk menganalisis kondisi tegangan dan regangan pada suatu struktur batuan.

Prinsip dasar pemodelan adalah memilah dan membagi-bagi suatu masalah yang kompleks menjadi sejumlah aspek yang lebih kecil dan sederhana yang disebut dengan elemen. Permasalahan kemudian di analisis pada masing-masing

bagian yang sederhana, lalu bagian-bagian ini dirangkai kembali menjadi kompleks seperti awalnya. Dalam pemodelan proses ini dikenal dengan istilah *discretize* (diskretisasi).

Program *Phase2* merupakan program dua dimensi yang menggunakan prinsip pengerjaan pemodelan numerik dengan metode elemen hingga. Program ini digunakan untuk menganalisis suatu struktur bawah tanah yang kompleks dan waktu perhitungan yang dibutuhkan relative singkat, namun formulasi untuk bidang kontinu berdasarkan asumsi bahwa objek yang diteliti bersifat kontinu.

Langkah-langkah dasar dalam analisis elemen hingga adalah sebagai berikut :

1. Fase Proses awal, pada fase ini ditentukan batas daerah yang akan diselesaikan menggunakan elemen hingga dengan mengasumsikan fungsi bentuk untuk menggambarkan sifat fisik dari elemen yang merupakan pendekatan diskontinu yang diasumsikan untuk menggambarkan fungsi :
  - a. Pemilihan fungsi perpindahan,
  - b. Pendefinisian hubungan tegangan  $\{\sigma\}$  atau regangan  $\{\epsilon\}$  dengan deformasi  $\{u\}$ ,
  - c. Pembentukan matriks kekakuan elemen  $[k]$ ,
  - d. Pembentukan beban ekuivalen titik simpul  $\{r\}$ ,
  - e. Penggabungan elemen sehingga diperoleh matriks kekakuan global  $[K]$  dan *vector* beban global  $[R]$ .
2. Fase pemecahan masalah, fase ini memecahkan satu set persamaan aljabar linier atau *non* linear secara cepat untuk mendapatkan hasil seperti regangan dan tegangan pada simpul-simpul yang berbeda. Penyelesaian masalah dilakukan terhadap bentuk persamaan global dari sistem dengan persamaan berikut :

$$\{D\} = [K]^{-1} [R] \dots \dots \dots (3.18)$$

Keterangan :

$\{D\}$  = vektor perpindahan global,

$[K]$  = matriks kekakuan global dari system,

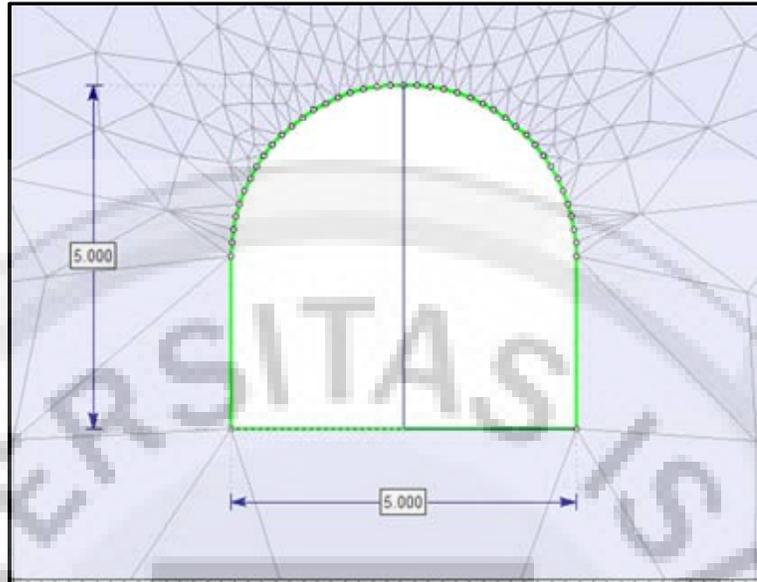
$[R]$  = vektor beban global.

3. Fase pemecahan masalah, fase ini menyajikan informasi penting dari hasil pemecahan masalah seperti nilai tegangan dalam analisis statistik, distribusi tegangan, regangan dan vektor perpindahan.

Analisis dengan metode elemen hingga memerlukan pemodelan yang meliputi :

1. Pemodelan sistem statika, adalah pemodelan sistem struktur lubang bukaan bawah tanah.

Dalam pemodelan ini di presentasikan penggambaran keadaan sistem struktur penampang lubang bukaan tambang bawah tanah (yang disimulasikan), kondisi massa batuan di lapangan dengan melibatkan geometri lubang bukaan, kondisi batas konfigurasi jenis dan sifat-sifat batuan, kondisi keheterogenan material, struktur geologi, gaya-gaya yang bekerja dan kondisi-kondisi batas struktur tersebut, struktur geologi massa batuan dan geometri lubang bukaan itu sendiri. Pemodelan sistem statika dalam hal ini menggunakan kaidah analisis regangan bidang (*plane strain*), atau model analisis dalam dua dimensi (arah sumbu X dan sumbu Y)

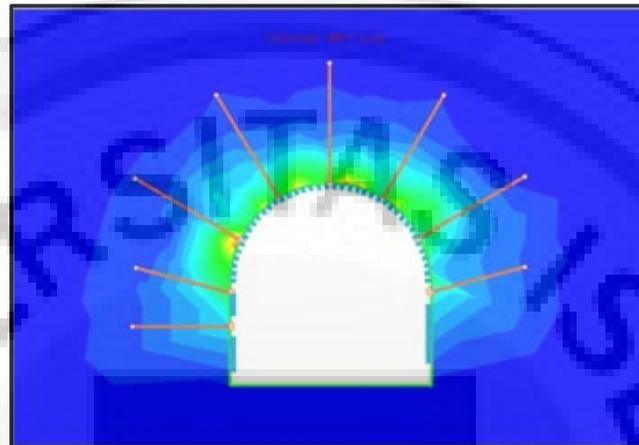


**Gambar 3.10**  
**Penggambaran Penampang dan Geometri Lubang Buka**  
**an dengan Program Phase2**

2. Pemodelan pembebanan, adalah pemodelan beban-beban yang diterima sistem statika yang ditinjau. Jenis-jenis beban menurut penyebabnya adalah tegangan awal (akibat *overburden*), beban statika (seperti adanya bangunan permanen), beban akibat air dan beban akibat gempa. Pada kasus kemantapan lubang bukaan bawah tanah jenis beban yang ada adalah beban yang di akibatkan oleh beban gravitasi. Besarnya beban gravitasi pada lubang bukaan merupakan fungsi dari kedalaman suatu titik serta besarnya bobot isi batuan.
3. Pemodelan material, adalah pemodelan perilaku hubungan antara tegangan dan regangan pada massa batuan yang ditinjau. Dalam penelitian ini hubungan tersebut diasumsikan memenuhi hubungan tegangan-regangan pada material plastis.

Metode elemen hingga memungkinkan didapatkannya perkiraan tegangan terinduksi pada lubang bukaan bawah tanah. Tegangan terinduksi yang didapatkan

tegangan utama sehingga faktor keamanan (FK). Faktor keamanan didefinisikan sebagai rasio antara kekuatan material dengan material terinduksi pada suatu titik tertentu.



**Gambar 3.12**  
**Strength Reduction Factor Sebagai Output**  
**dalam Program Phase2**

Nilai faktor keamanannya dapat ditentukan dengan :

$$\dots\dots\dots (3.19)$$

Dimana : adalah nilai kuat geser material pada lubang bukaan dihitung dengan kriteria *Mohr-Coulomb* sebagai berikut :

$$\dots\dots\dots (3.20)$$

Untuk kondisi pada saat lubang bukaan longsor, maka persamaannya adalah sebagai berikut:

$$\dots\dots\dots (3.21)$$

Dimana :  $\tau_f$  adalah nilai kuat geser pada saat lereng mengalami keruntuhan.

Sehingga, nilai parameter kohesi ( ) dan sudut geser dalamnya ( ) dapat diperoleh dengan persamaan berikut :

$$\dots\dots\dots (3.22)$$

$$\dots\dots\dots (3.23)$$

$$\dots\dots\dots (3.24)$$

$$\dots\dots\dots (3.25)$$