BAB II
STUDI LITERATUR

2.1 Terowongan

2.1.1 Pengertian Terowongan

Terowongan adalah struktur bawah tanah yang mempunyai panjang lebih dari lebar penampang galiannya, dan mempunyai gradien memanjang kurang dari 15%. Terowongan umumnya tertutup di seluruh sisi kecuali di kedua ujungnya yang terbuka pada lingkungan luar. Beberapa ahli teknik sipil mendefinisikan terowongan sebagai sebuah tembusan di bawah permukaan yang memiliki panjang minimal 0,1 mil (160,9 meter), dan yang lebih pendek dari itu dinamakan *underpass*.

2.1.2 Maksud dan Tujuan Pembuatan Terowongan

Maksud dan tujuan pembuatan terowongan dapat dibedakan menjadi beberapa bagian, yaitu:

a. Terowongan untuk keperluan pertambangan. Misalnya tambang batu bara, tambaga, emas, dan lainnya yang sesuai dengan struktur tanahnya terletak dibagian tanah.
b. Terowongan untuk keperluan transportasi lalu lintas, baik *High way*, maupun *Rail way.*
c. Terowongan untuk saluran air, baik untuk keperluan irigasi, drainase maupun untuk keperluan pembangkit listrik, termasuk terowongan sementara untuk pengeringan (*diversion tunnel*) dan *tunnel spillway*

2.1.3 Bentuk – Bentuk Terowongan

Terdapat lima bentuk utama dari terowongan yaitu:

1. Lingkaran



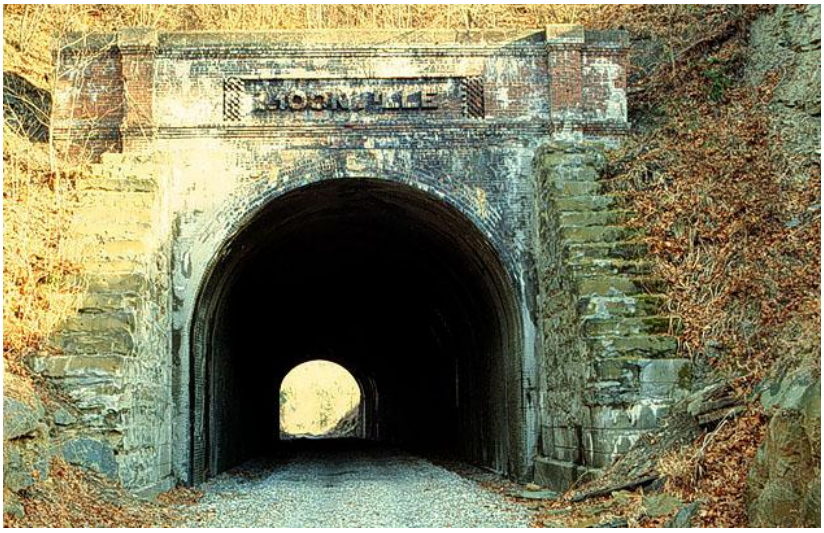
Gambar 2. 1 Bentuk terowongan lingkaran (http://cdn.kaskus.com/images/2013/08/02/2216343_20130802091652.png)

2. Persegi



Gambar 2. 2 Bentuk terowongan kotak (http://www.uer.ca/urbanadventure/www.urbanadventure.org/members/info/i_feat.htm)

3. Tapal kuda



Gambar 2. 3 Bentuk terowongan tapal kuda
(http://www.forgottenoh.com/Moonville/tunnel2.jpg)

4. Oval.



Gambar 2. 4 Bentuk terowongan oval
(http://www.stantononthewoldsparishcouncil.gov.uk/stanton_tunnel.htm)

5. Poligon



Gambar 2. 5 Bentuk terowongan poligon
(http://www.ecommcode.com/hoover/hooveronline/hoover_dam/const/thumb/069tn.gif)

2.1.4 Kelebihan dan Kelemahan Terowongan

Pembangunan terowongan memiliki kelebihan dan kelemahan, yang akan dijelaskan sebagai berikut:

Kelebihan:

- ✓ Trace lebih pendek

  Hal ini sangat penting untuk saluran air, yaitu kemampuan untuk mengairi wilayah dapat lebih luas, karena tidak mengalami banyak penurunan tinggi tekan air. Hal ini disebabkan oleh ujung outlet terowongan yang elevasinya masih cukup tinggi, karena bangunan yang lebih pendek sehingga kehilangan tinggi tekan airnya jauh lebih kecil

- ✓ Lebih permanen

  Karena akan terganggu dengan longsoran dan sebagainya. Risiko runtuhnya atap terowongan hanya terjadi pada proses pelaksanaan yang dapat diatasi dengan berbagai metode pelaksanaan, dan setelah di linning kondisi akan stabil kembali.

- ✓ Tidak mengurangi manfaat permukaan tanah/lahan

  Karena terletak dibawah permukaan tanah, sehingga permukaan lahan dapat dimanfaatkan untuk keperluan lainnya terutama pertanian.
- ✓ Menunjang pengembangan teknologi terowongan

  Hingga saat ini kemajuan terowongan baik dalam perencanaan maupun pelaksanaan termasuk pengembangan penggunaan peralatan telah mengalami kemajuan yang luar biasa. Sehingga terowongan dapat dibuat dengan kecepatan pelaksanaan yang tinggi, dan dengan dimensi yang makin besar.

Kelemahan:

- ✓ Memerlukan pengalaman yang cukup tinggi, baik untuk perencanaan maupun untuk pelaksanaan.
- ✓ Memerlukan peralatan yang *spesifik*
- ✓ Biaya proyek yang lebih mahal
- ✓ Mengandung resiko yang tinggi, terutama pada proses pelaksanaan

2.1.5 Klasifikasi Terowongan

Terowongan dapat diklasifikasikan berdasarkan kegunaaan, lokasi dan materialnya.

2.1.5.1 Klasifikasi Terowongan Berdasarkan Kegunaannya

Berdasarkan kegunaannya Made Astawa Rai (1988) membagi terowongan menjadi 2 bagian, yaitu :

1. **Terowongan Lalu–Llintas (*Traffic Tunnel*)**
   - Terowongan kereta api

     Merupakan terowongan paling penting diantara terowongan lalu – lintas.
   - Terowongan jalan raya

     Terowongan yang dibangun untuk kendaraan bermotor karena pesatnya pertambahan lalu–lintas jalan raya bersamaan dengan berkembangnya industri kendaraan bermotor.
   - Terowongan pejalan kaki

     Terowongan ini termasuk dalam grup terowongan jalan (*road tunnel*) tetapi penampangnya lebih kecil, jari–jari belokannya pendek dan kemiringannya besar (lebih besar dari 10%). Terowongan ini biasanya

digunakan dibawah jalan raya yang ramai atau dibawah sungai dan kanal sebagai tempat menyeberang bagi pejalan kaki.

- Terowongan navigasi

  Terowongan ini dibuat untuk kepentingan lalu-lintas air di kanal-kanal dan sungai-sungai yang menghubungkan satu kanal atau sungai ke kanal lainnya. Disamping itu juga dibuat untuk menembus daerah pegunungan untuk memperpendek jarak dan memperlancar lalu – lintas air.
- Terowongan transportasi dibawah kota
- Terowongan transportasi ditambang bawah tanah

  Terowongan ini dibuat sebagai jalan masuk kedalam tambang bawah tanah yang digunakan untuk lalu–lintas para pekerja tambang, mengangkut peralatan tambang, mengangkut batuan dan bijih hasil penambangan.

2. Terowongan Angkutan

- Terowongan stasiun pembangkit listrik air

  Air dialihkan atau dialirkan dari sungai atau reservoir untuk digunakan sebagai pembangkit listrik disebuah stasiun pembangkit yang letaknya lebih rendah. Terowongan ini dapat dikategorikan pada suatu grup utama berdasarkan kegunaannya.
- Terowongan penyediaan air

  Terowongan ini hampir sama dengan terowongan stasiun pembangkit listrik air, perbedaannya hanya pada fungsi kedua terowongan tersebut. Fungsi dari terowongan penyediaan air adalah menyalurkan air dari mata air ketempat penyimpanan air di dalam kota atau membelokkan air ke tempat penyimpanan tersebut.
- Terowongan untuk saluran air kotor

  Terowongan ini dibuat untuk membuang air kotor dari kota atau pusat industri ke tempat pembuangan yang sudah disediakan.
- Terowongan yang digunakan untuk kepentingan umum

  Terowongan ini biasanya dibuat di daerah perkotaan untuk menyalurkan kabel listrik dan telepon, pipa gas dan air, dan juga pipa – pipa lainnya yang penting, dibuat dibawah saluran air, jalan raya, jalan kereta api, blok

bangunan untuk memudahkan inspeksi secara kontinyu, pemeliharaan dan perbaikan sewaktu–waktu kalau ada kerusakan.

2.1.5.2 Klasifikasi Terowongan Berdasarkan Lokasinya

Berdasarkan lokasinya terowongan dibagi menjadi beberapa bagian sebagai berikut:

a. Underwater Tunnels

Terowongan yang dibangun dibawah dasar muka air. Pada umunnya dibangun dibawah dasar dan sungai atau laut. Perhitungannya lebih kompleks, selain ada tekanan tanah juga terdapat tekanan air yang besar.

b. *Mountain Tunnels*

Terowongan jenis ini adalah salah satu terowongan yang mempunyai peran penting ketika suatu daerah memiliki topografi yang beragam, sehingga perlu adanya terowongan yang dibangun menembus sebuah bukit maupun gunung.

c. *Tunnels at Shallow Depth and Water City Streets*

Jaringan transportasi di Negara-negara maju seperti Amerika, Inggris, dan Jepang banyak yang menerapkan tipe terowongan ini. Terowongan jenis ini sangat cocok untuk dibangun di perkotaan. Baik itu untuk transportasi maupun saluran drainase kota.

2.1.5.3 Klasifikasi Terowongan Berdasarkan Material

Berdasarkan material yang dipakai, Paulus P Raharjo (2004) menjelaskan terdapat 3 jenis terowongan, yaitu:

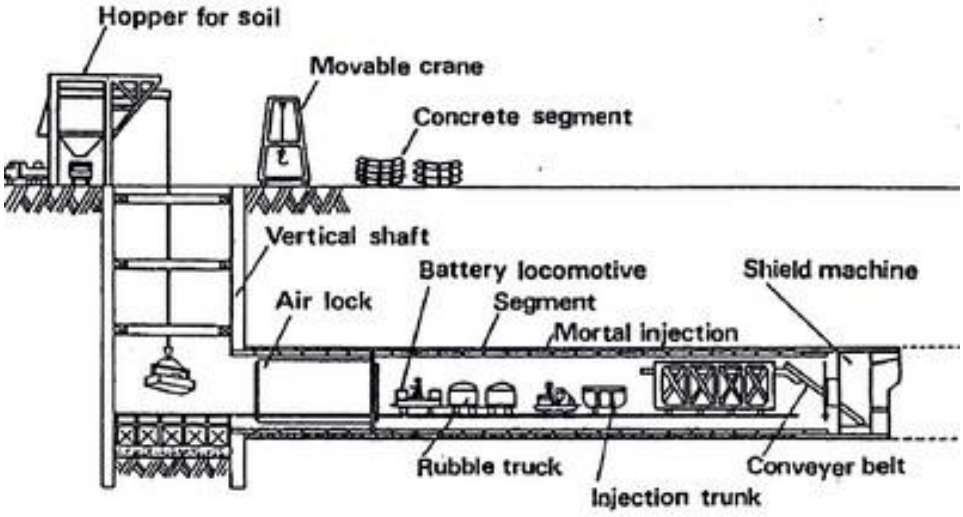
a. Terowongan Batuan (*Rock Tunnels*)

Terowongan batuan dibuat langsung pada batuan massif dengan cara pemboran atau peledakan. Terowongan batuan umumnya lebih mudah dikonstruksikan daripada terowongan melalui tanah lunak karena pada umumnya batuan dapat berdiri sendiri kecuali pada batuan yang mengalami *fracture.*

b. Terowongan melalui tanah lunak *(Soft Ground Tunnels)*

Terowongan melalui tanah lunak dibuat melalui tanah lempung atau pasir atau batuan lunak (*soft rock*) . Karena jenis material ini runtuh bila digali, maka dibutuhkan suatu dinding atau atap yang kuat sebagai penahan bersamaan

dengan proses penggalian. Umumnya digunakan *shield* (pelindung) untuk memproteksi galian tersebut agar tidak runtuh. Teknik yang umum digunakan pada saat ini adalah *shield tunneling* pada terowongan melalui tanah lunak, *lining* langsung dipasang dibelakang *shield* bersamaan dengan pergerakan maju dari mesin pembor terowongan (*Tunnel Boring Machine*).



Gambar 2. 6 S*hield tunneling*
***(*http://www.ch-karnchang.co.th/articles_en.php?option=detail&nid=76)**

c. Terowongan gali – timbun (*Cut and Cover Tunnel*)

Terowongan ini dibuat dengan cara menggali sebuh *trench* pada tanah, kemudian dinding dan atap terowongan dikonstruksikan di dalam galian. Sesudah itu galian ditimbun kembali dan seluruh struktur berada dibawah timbunan tanah. *(Sumber : Rai Made Astawa Rai : Teknik Terowongan: 1988*)

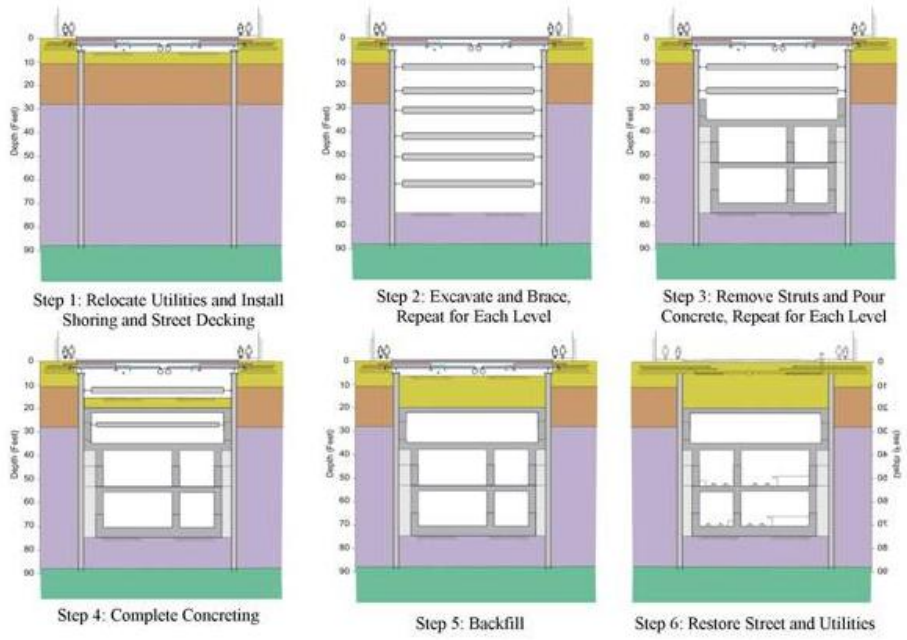
2.1.6 Metode Kontruksi Terowongan

Terowongan umumnya dibuat melalui berbagai jenis lapisan tanah dan bebatuan sehingga metode konstruksi pembuatan terowongan tergantung dari keadaan tanah. Metode konstruksi yang lazim digunakan dalam pembuatan terowongan antara lain *:*

- *Cut and Cover System*

  Konstruksi terowongan ini dibuat dengan cara menggali sebuah trench pada tanah, kemudian dinding dan atap terowongan dikontruksikan didalam galian. Sesudah itu galian ditimbun kembali dan seluruh struktur berada dibawah timbunan tanah. Metode pembuatan terowongan dengan cara cut and cover ini

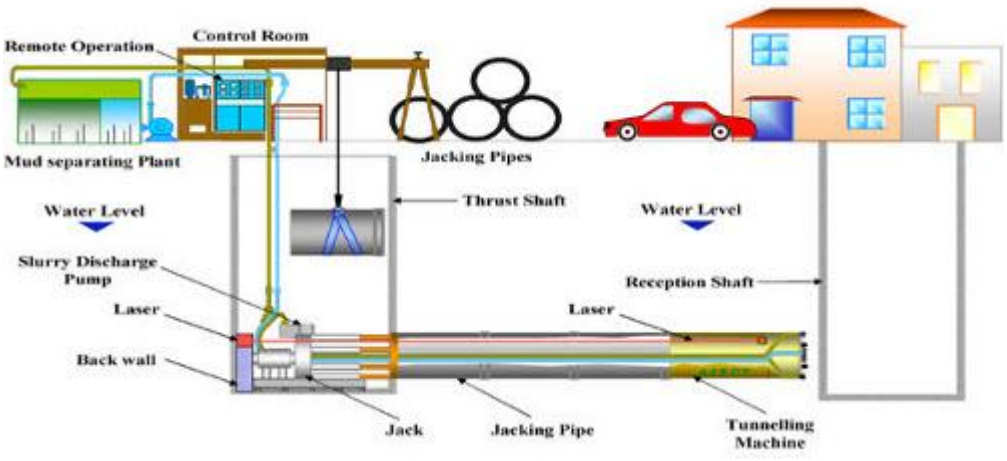
adalah yang tercepat dan lebih murah. Biaya yang terbesar untuk pelaksanaannya adalah pada pembuatan dinding untuk proteksi galian, khususnya bila terletak pada daerah perkotaan. Metode ini hanya dilaksanakan bila elevasi terowongan relatif berada didekat permukaan tanah dan bila lahan memungkinkan untuk itu.



Gambar 2. 7 *Cut and Cover System*
(http://centralsubwaysf.com/FSEIS-SEIR-Chapter-6)

- *Pipe Jacking System (Micro Tunneling)*

  Metode ini banyak diterapkan pada terowongan yang melintasi jalan raya maupun jalan kereta api. Pada prinsipnya adalah suatu penampang pracetak dari beton atau baja dongkrak masuk kedalam tanah kemudian material tanah hasil galian dikeluarkan secara manual. Terowongan pracetak tersebut dapat didongkrak sekaligus dimana pencetakannya dilakukan ditempat atau dongkrak secara berangsur-angsur dimana penampang terowongan dibuat segmen demi segmen. Untuk konstruksi ini biayanya relatif murah, namun demikian untuk menjamin bahwa pendongkrakan berhasil dengan baik, alignment terowongan harus dipertahankan dan gaya dongkrak yang dibutuhkan dapat disediakan.



Gambar 2. 8 ***Pipe Jacking System (Micro Tunneling)***
(http://krita.in/method.html)

- *Tunneling Bor Machine (TBM)*

  Salah satu metode konstruksi terowongan yang populer digunakan adalah TBM, yaitu sebuah alat penggali yang memiliki bentuk berupa silinder yang nantinya akan membentuk permukaan terowongan berbentuk lingkaran.. Penggunaan mesin bor biasanya untuk terowongan ukuran besar dan melalui consistent rock. Proses penggalian dengan mesin bor ini adalah menerus, karena dilengkapi dengan peralatan yang membuang hasil galian dengan kecepatan yang sama. Dengan demikian mesin bor dapat berjalan secara kontinu. Bila terowongan melalui lapisan tanah yang lepas, maka mesin bor tersebut perlu dilengkapi dengan shield jadi progressnya tidak dapat menyamai kecepatan apabila melalui consistent rocks. Bila terowongan melalui tanah yang lunak, maka penggunaan mesin bor akan banyak kesulitan, karena mesin bor dapat berubah posisinya (karena tanah tersebut tidak kuat menahan beban mesin bor yang berat), yang akan menyulitkan pengendalian arah terowongan. Dalam hal seperti ini maka tanah lunak tersebut harus di grouting terlebih dahulu sebelum dilewati oleh mesin bor.



Gambar 2. 9 ***Tunneling Bor Machine (TBM)***
(http://mannaismayaadventure.com/2012/12/21/tunnel-boring-machine/)

- *New Austrian Tunneling Method (NATM)*

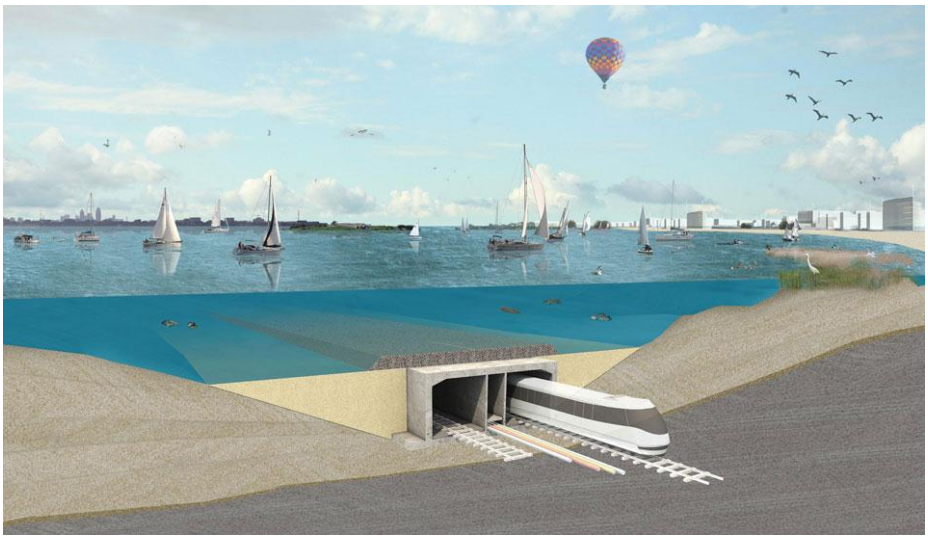
  NATM adalah suatu sistem pembuatan tunnel dengan menggunakan shotcrete beton yang disemprotkan dengan tekanan tinggi dan rock bolt sebagai penyangga sementara tunnel sebelum diberi lapisan concrete (lining concrete). Sebelum ditemukan metode NATM ini digunakan kayu dan rangka baja sebagai konstruksi penyangga sementara. Kelemahan dari kontruksi kayu ini menurut Prof. LV. Rabcewicz dalam bukunya NATM adalah kayu khususnya dalam keadaan lembab akan sangat mudah mengalami keruntuhan, meskipun baja mempunyai sifat fisik yang lebih baik, efisiensi kerja busur baja sangat tergantung dari kualitas pengganjalan (untak baja dan batuan), sementara diketahui bahwa akibat merenggangnya batuan pada waktu penggalian seringkali menyebabkan penurunan bagian atas terowongan.



Gambar 2. 10 *New Austrian Tunneling Method*
(http://www.slideshare.net/luisaam/tunneling-construction-natm)

- *Immersed-Tube Tunneling System*

  Immersed-Tube Tunneling System adalah metode konstruksi terowongan yang biasa digunakan untuk melintasi suatu perairan dangkal. Pada umumnya terowongan ini berfungsi sebagai jalan atau rel terowongan maupun untuk suplai air dan kabel listrik.



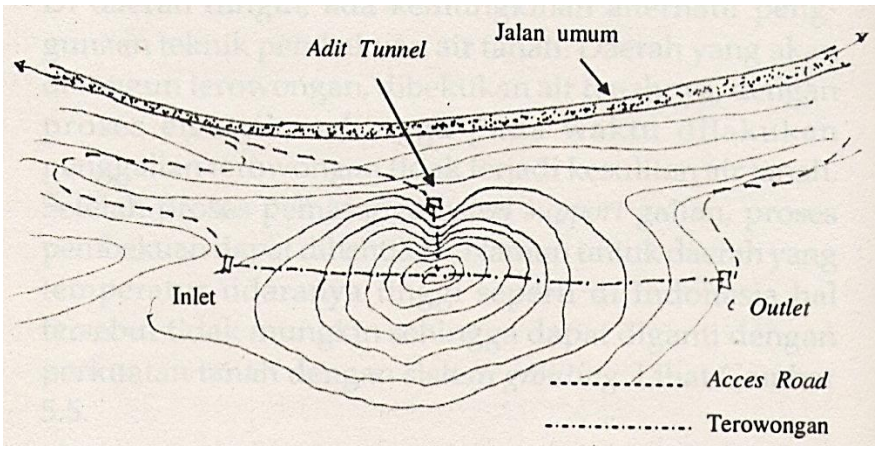
Gambar 2. 11 *Immersed-Tube Tunneling System*
(http://www.tunneltalk.com/Netherlands-IJmeer-connection-Jan12-Tunnel-designs-compared.php)

2.1.7 Metode Pelaksanaan Terowongan

Metode Pelaksanaan pekerjaan terowongan dapat diuraikan dengan tahap-tahap sebagai berikut:

2.1.7.1 Pekerjaan Persiapan

- Membuat *acces road* untuk mencapai titik lokasi kegiatan pekerjaan (*inlet, outlet, shaft* atau *adit tunnel*)
  - *Inlet* adalah bagian ujung luar terowongan yang berfungsi sebagai pintu masuk terowongan.
  - *Outlet* adalah bagian ujung luar terowongan yang berfungsi sebagai pintu keluar terowongan.
  - *Shaft* adalah terowongan vertical yang menghubungkan terowongan bagian tengah, ditempat tertentu ke permukaan tanah yang berfungsi sementara untuk menambah front galian dan mucking,
  - *Adit Tunnel* adalah terowongan datar yang menghubungkan terowongan di tempat tertentu keluar bukit untuk menambah front galian dam mucking, yang nantunya ditutup kembali bila tidak diperlukan lagi.



Gambar 2. 12 Acces road (Asiyanto, 2012)

Acces road harus dibuat sesempurna mungkin, karena kelancaran pekerjaan terutama pembuangan tanah hasil galian (mucking) sangat tergantung dengan kondisi jalan kerja. Terlebih beban yang akan melalui jalan kerja ini sudah cukup besar. Bila acces road kurang layak maka akan selalu memerlukan perbaikan yang akan mengganggu lancarnya proses pelaksanaan pekerjaan..

Struktur acces road ini harus disesuaikan dengan kendaraan yang akan lewat di atasnya.yang umumnya muatan berat. Pada saat pekerjaan penggalian terowongan, acces road sangat penting perannya dalam melayani angkutan tanah bekas galian terowongan, baik dari inlet, outlet, shaft maupun adit tunnel yang dimanfaatkan untuk memulai galian.

- Melakukan survei geologi, dengan berbagai cara antara lain:
  - Dibuat boring di sepanjang as terowongan setiap jarak tertentu sampai mencapai elevasi dasar terowongan.

    Boring ini ada dua manfaat, yaitu:
    - Dapat mengetahui macam-macam jenis tanah yang akan dilalui terowongan, dengan demikian dapat menetapkan cara penggalian yang akan digunakan.
    - Bekas boring dapat dipakai sebagai petunjuk as terowongan pada saat pekerjaan galian terowongan dilakukan.
  - Dilakukan geophysical survey, sepanjang as terowongan sama seperti boring, tetapi dengan mengukur effect dari setiap lapisan yang tidak sama kekerasannya melalui gelombang seismic.
  - Dibuat pilot tunnel, yaitu lubang besar vertical (shaft), yang juga dapat difungsikan sebagai shaft untuk jalan mengeluarkan tanah bekas galian. Cara ini sama seperti system boring, tetapi dengan diameter yang besar, oleh karena itu biasanya jumlahnya hanya beberapa saja.
  - Dilakukan penelitian geologi bersama dengan proses galian. Cara ini kurang akurat karena untuk dapat membuat ekstrapolasi dari permukaan yang tampak sampai ke bagian belakang yang belum digali diperlukan pengetahuan geologi dan pelatihan/pengalaman yang tinggi.

    Oleh karena itu, cara ini disarankan agar selalu menempat seorang geologist yang berpengalaman, selama proses penggalian.
- Siapkan saluran drainase untuk pembuang/pengeringan air dari dalam terowongan. Saluran drainase dapat berupa saluran terbuka (diversion channel) atau saluran tertutup (diversion tunnel).
- Pasang titik-titik pengukuran, sebagai pedoman as terowongan dan elevasi pada intel dan outlet atau bila ada juga shaft dan adit tunnel

- Buat bangunan pada ujung terowongan (di intel dan outlet), untuk maal bentuk terowongan, menjaga keruntuhan tanah di mulut terowongan dan untuk keamanaan petugas yang keluar masuk terowongan (portal). Struktur portal dapat dibuat dari beton atau baja.
- Disposal area

  Pada saat pekerjaan penggalian terowongan, diperlukan pembuangan tanah bekas galian (mucking). Oleh karean itu diperlukan area tempat pembuangan tanah bekas galian terowongan (disposal area) tersebut.
- Tetapkan jumlah "front penggalian"

  Penetapan jumlah front galian untuk menentukan total durasi proyek.

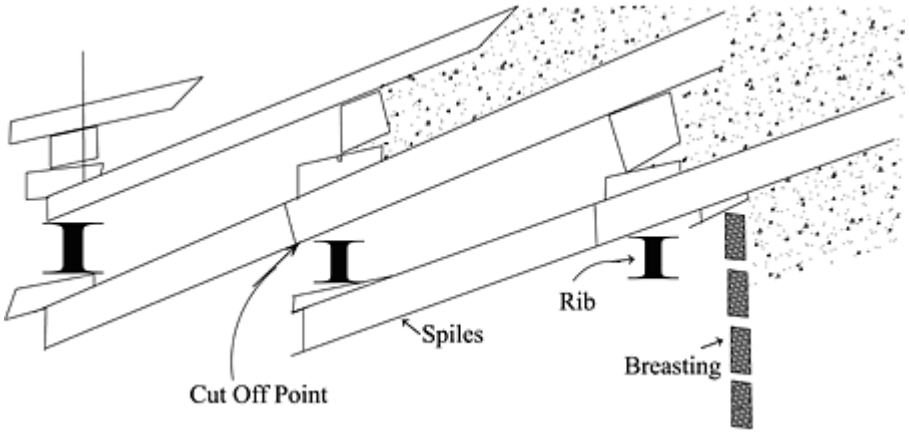
2.1.7.2 Pekerjaan Galian Terowongan (Tunnel Driving)

Pada umumnya cara penggalian terowongan dapat dilakukan dengan cara sebagai berikut:

- Cara Konvensional
  - Untuk tanah yang keras tetapi cukup stabil, terowongan digali dengan tenaga manusia dengan menggunakan alat-alat seperti snaper/rock-drill/belincong. Segera setelah penggalian selesai tanah di support (umumnya dengan steel support)
  - Untuk tanah yang keras dan stabil, permukaan yang akan digali di bor dengan alat bor untuk mamasang bahan peledak secukupnya sesuai perencanaan. Sebelum peledak dimulai semua barang, alat, dan pekerja harus menjauh. Setelah peledak selesai, asap dan gas disedot keluar dengan perlengkapan pipa ventilasi, baru setelah udara bersih, pekerja boleh kembali ketempat, untuk membuang hasil ledakan dari dalam terowongan.
- Fore-Polling Method

  Untuk tanah yang mudah runtuh, pada bagian atas galian digunakan "*fore-polling method"* yaitu dari dua steel support yang sudah dipasang, ditancapkan atau diletakkan balok-balok kayu atau besi kedepan secukupnya baru melakukan penggalian untuk daerah steel support berukutnya. Balok-balok tersebut sementara akan berfungsi menahan atap tanah secara kantilever

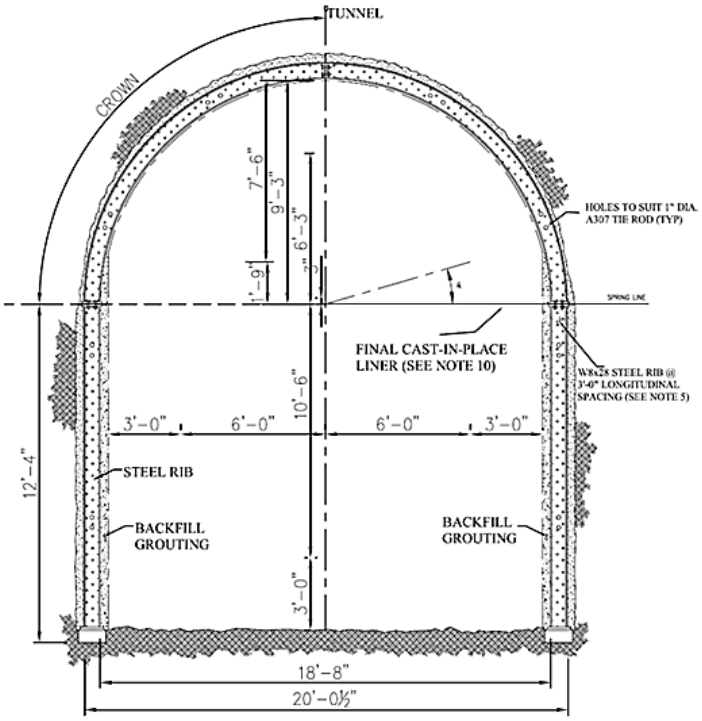
sampai balok tersebut didukung oleh dua *steel suport*. Metode ini biasanya untuk tanah yang daya kohesinya rendah seperti pasir dan gravel.



Gambar 2. 13 Fore-Polling Method
(https://www.fhwa.dot.gov/bridge/tunnel/pubs/nhi09010/06a.cfm)

- Menggunakan Shield Baja

  Penggalian dengan menggunakan shield biasanya untuk tanah lunak yang tidak stabil. Shield ini ditancapkan ketanah dengan bantuan *jack* dengan landasan steel support yang telah dipasang. Adakalanya shield dapat dilengkapi dengan sistem dewatering.



Gambar 2. 14 Shield Baja
(https://www.fhwa.dot.gov/bridge/tunnel/pubs/nhi09010/06a.cfm)

- Menggunakan Mesin Bor

  Penggunaan mesin bor biasanya untuk terowongan ukuran besar dan melalui consistent rock. Proses dengan mesin galian ini adalah menerus, karena dilengkapi dengan peralatan yang membuang hasil galian dengan kecepatan yang sama. Dengan demikian mesin dapat berjalan tarus secara kontinu.



Gambar 2. 15 Mesin Bor
(http://projectcamelot.org/underground_bases.html)

2.1.7.3 Pekerjaan Pembuangan Hasil Galian

Biasanya kecepatan pekerjaan terowongan tergantung pada kecepatan pembuangan tanah. Oleh karena itu, disarankan menggunakan kendaraan angkut untuk membuang tanah hasil galian, kecuali bila ukuran terowongan terlalu kecil, terpaksa diangkut secara manual.

Macam-macam alat angkut dapat digunakan adalah sebagai berikut:

- Angkutan Truck
- Angkutan Rel Kereta

2.1.7.4 Pekerjaan Galian Pada *Rock*

Ada beberapa metode dalam penggalian terowongan melalui tanah jenis rock. Metode-metode tersebut dipilih berdasarkan atas beberapa hal antara lain: ukuran dari bor, peralatan yang tersedia, dan kondisi formasi dari tanah/batuan yang ada.

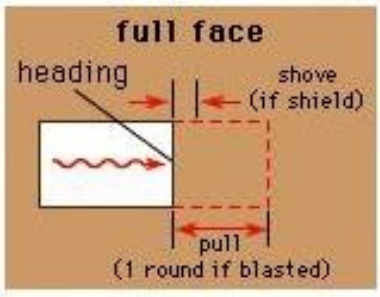
Pada umumnya metode dibagi sebagai berikut:

- *Full Face Method*
- *Heading and Bench Method*
- *Drift*
- Metode Sumuran Vertikal (*Vertical Shaft*)
- Metode Pilot Tunnel

Penggalian terowongan pada jenis tanah rock, biasanya dilakukan dengan cara peledakan. Teknis peledakan antaralain diameter bor, kedalam bor, arah lubang bor, serta berat bahan peledak yang harus dipasang, harus dilakukan oleh tenaga yang berpengalaman.

- ***Full Face Method***

Metode *full face* adalah suatu cara dimana seluruh penampang terowongan digali secara bersamaan. Metode ini sangat cocok untuk terowongan yang mempunyai ukuran penampang melintang kecil hingga terowongan dengan diameter 3 meter. Cara penggaliannya yaitu dimana seluruh bidang muka setelah dibor untuk tempat detonator kemudian diledakkan seluruh bidang muka. Ini umumnya dilakukan pada adit yang mempunyai diameter kecil yaitu kurang dari 10 feet.



Gambar 2. 16 Full Face Method
(http://www.britannica.com/EBchecked/topic/221829/full-face-method)

Keuntungan :

- Pekerjaan akan lebih cepat karena penampang permukaan terowongan digali secara bersamaan,
- Proses *tunneling* dapat dilakukan dengan kontinyu.

Kerugian :

- Banyak membutuhkan alat – alat mekanis
- Metoda ini tidak dapat digunakan apabila kondisi tanah tidak stabil,
- Hanya untuk terowongan dengan lintasan pendek

- ***Heading and Bench Method***

Metode *" Heading" and " Bench"* adalah cara penggalian dimana bagian atas penampang terowongan digali terlebih dahulu sebelum bagian bawah penampangnya. Setelah penggalian bagian atas mencapai panjang 3 – 3,5 meter (*heading*), penggalian bawah penampang dikerjakan (*bench cut*) sampai membentuk penampang terowongan yang diinginkan. Ini diterapkan bila bridging capacity rendah terutama pada adit yang mempunyai diameter besar.



Gambar 2. 17 ***Metoda "heading" dan "bench"*** **(http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)**

Keuntungan :

- Memungkinkan pekerjaan pengeboran dan pembuangan sisa peledakan dilakukan secara simultan,
- Metoda ini efektif untuk pekerjaan terowongan dengan penampang besar dan dengan lintasan yang relative panjang
- Metode ini dapat diterapkan pada setiap kondisi batuan

Kerugian :

- Waktu pengerjaan realif lebih lama jika dibandingkan dengan metode *full face*

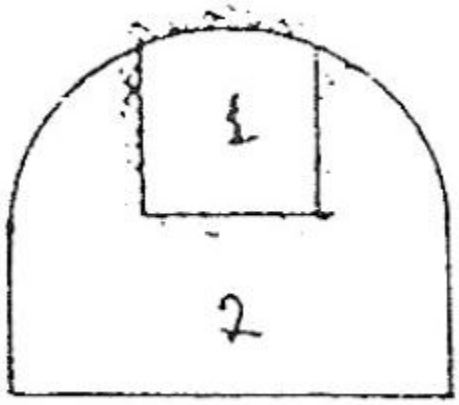
- ***Drift***

Metode *"drift"* adalah suatu metode yang menggali terlebih dahulu sebuah lubang bukaan berukuran kecil sepanjang lintasan terowongan yang kemudian diperbesar sampai membentuk penampang yang direncanakan. Metode ini terbagi menjadi 4 bagian yaitu :

- *Top Drift*
- *Centre Drift*
- *Bottom Drift*
- *Side Drift*

Top Drift

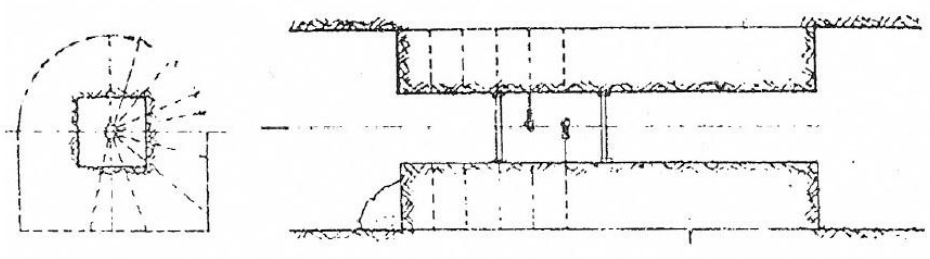
Metode ini banyak digunakan pada penggalian endapan di tambang. Metode ini tidak jauh berbeda dengan medode *" heading and bench".*



Gambar 2. 18 *Metoda top drift* (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

Centre Drift

Metode ini dimulai dengan penggalian lubang berukuran 2,5m x 2,5m – 3m x 3m dari portal ke portal. Perluasannya dimulai setelah penggalian *"center drift"* selesai.



Gambar 2. 19 ***Metoda Centre drift***
(http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

Keuntungan :

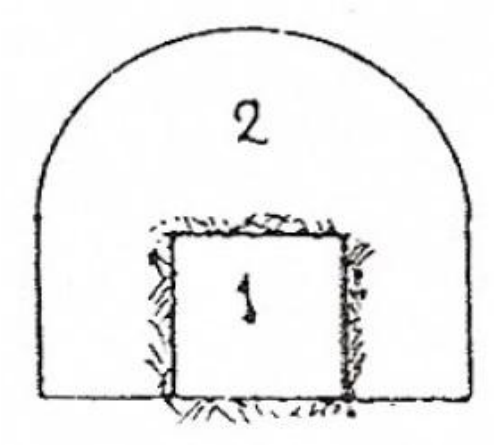
- Metoda ini menguntungkan karena memberikan sistem ventilasi yang baik,
- Tidak memerlukan penyangga sementara yang rumit karena ukurannya cukup kecil,
- *Mucking* dapat dilakukan bersamaan dengan penggalian.

Kerugian :

- Pekerjaan perluasannya harus menunggu *center drift* selesai secara keseluruhan,
- Alat bor harus dipasang dengan pola tertentu.

Bottom drift

Pada metode ini, penggalian dimulai dengan membuka bagian bawah penampang. Pembuatan lubang-lubang bahan peledak untuk membuka bagian atas penampang dilakukan dengan mem-bor dari *bottom drift* vertikal ke atas.



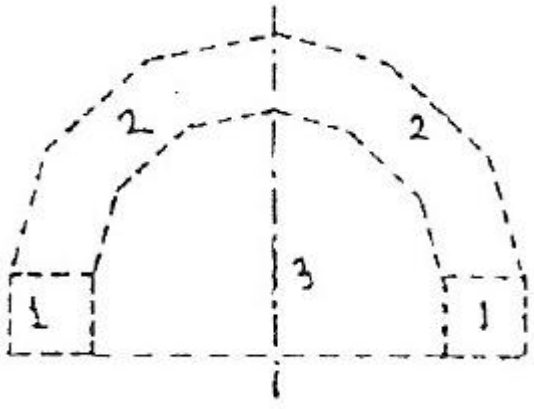
Gambar 2. 20 *Metoda Bottom drift*(http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

Side Drift

Pada metode ini dua *"drift"* digali sekaligus pada sisi-sisi penampang, sepanjang lintasan terowongan. Proses selanjutnya adalah penggalian bagian *"arch"* yang diikuti dengan pemasangan penyangga sementara.

Keuntungan :

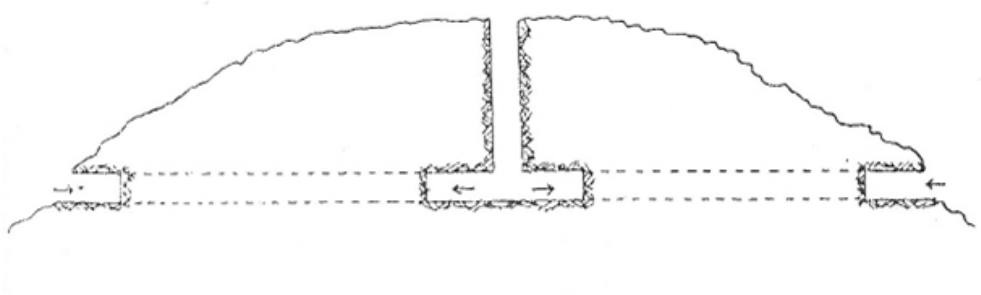
- Proses pekerjaan *lining* dapat dilakukan sebelum penggalian bagian tengah selesai
- Cocok untuk penggalian terowongan besar dan dengan kondisi tanah yang buruk.Kerugian :
- Pekerjaan perluasannya harus menunggu *drift* selesai dikerjakan seluruhnya



Gambar 2. 21 *Metoda side drift* (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

- **Metode Sumuran Vertikal (Vertical Shaft)**

  Metode ini dilaksanakan dengan membuat lubang vertikal tegak lurus sampai pada terowongan yang akan digali. Dengan dibuatnya satu buah lubang yang memotong lintasan terowongan akan didapatkan paling sedikit tiga buah heading face.



Gambar 2. 22 Metode Sumuran Vertikal (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

- **Metode Pilot Tunnel**

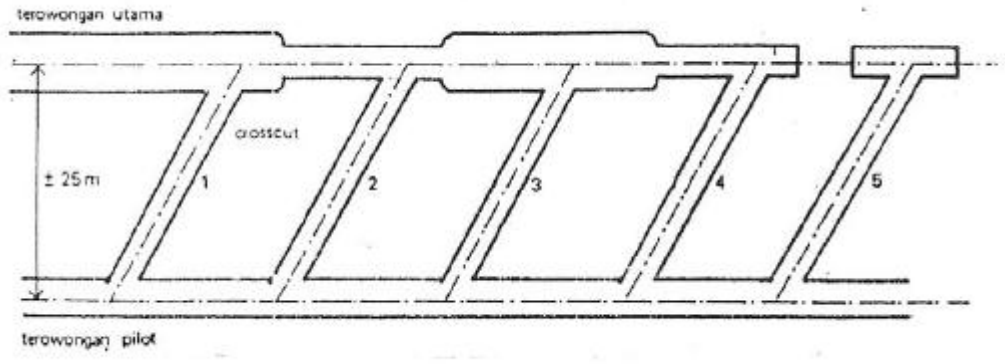
  Pilot Tunnel digali pada jarak ± 25 m dari sumbu terowongan yang direncanakan dengan ukuran 2 x 2 m^2 sampai dengan 3 x 3 m^2. Penggalian terowongan utama dilakukan dengan metode drift. Kemudian pada setiap interval tertentu, digali suatu potongan menyilang (cross cut) sampai memotong sumbu utama terowongan yang direncanakan.

  Keuntungan :

  – Metode ini efektif untuk terowongan yang lintasannya panjang, dengan kondisi topografi yang tidak memungkinkan untuk membuat sumuran
  – Dapat berfungsi sebagai ventilasi
  – Mucking dapat dilakukan dengan cepat

  Kerugian :

  – Memerlukan lebih banyak waktu dan biaya dibandingkan dengan metode – metode penggalian lainnya.



Gambar 2. 23 Metode Pilot Tunnel (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

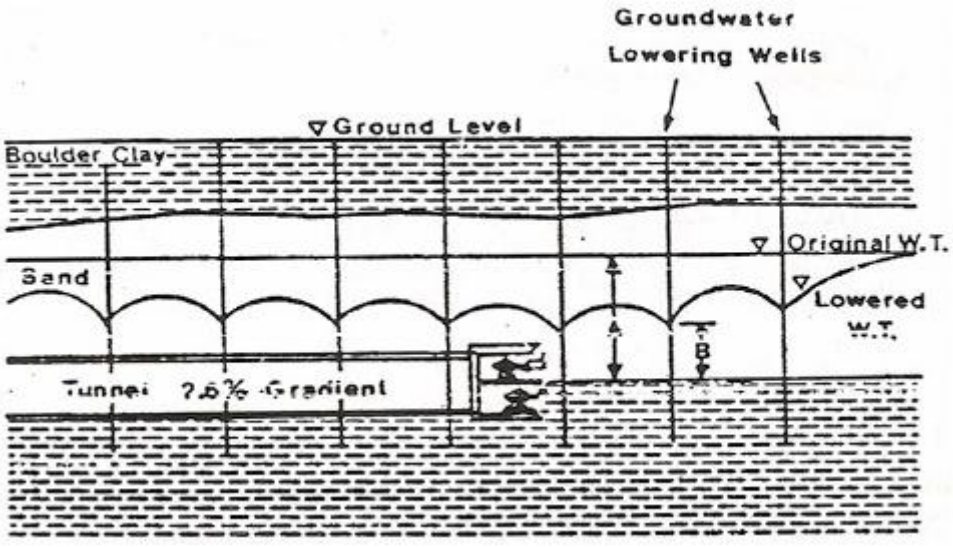
2.1.7.5 Pengendalian Air Tanah

Pengendalian air tanah merupakan salah satu hal yang paling penting dalam proses konstruksi terowongan. Metode-metode yang digunakan untuk mengendalikan air tanah antara lain *dewatering*, *grouting*, *compressed air*, *freezing, dan electro-osmosis.*

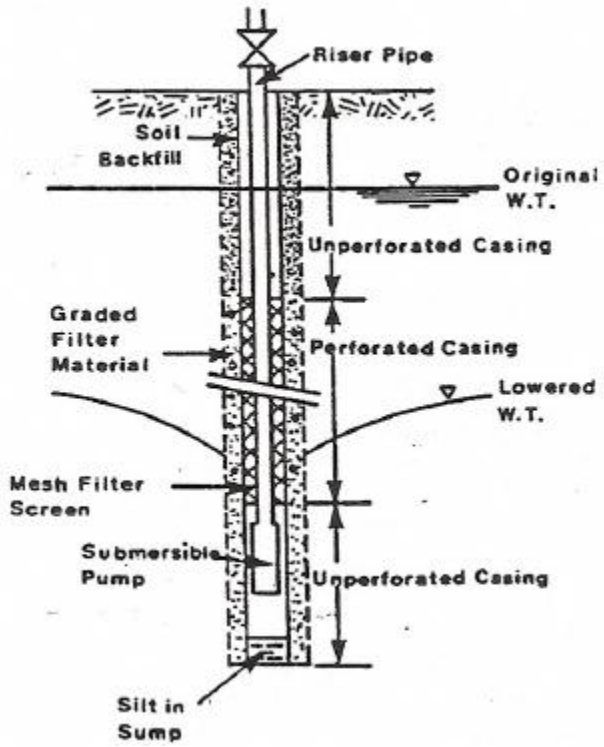
– *Dewatering*

Proses dewatering dalam konstruksi terowongan pada mulanya merupakan metode yang paling ekonomis dalam mengendalikan muka air tanah. Teknik tersebut pada dasarnya melibatkan alat penurunan air tanah dengan membuat beberapa seri lubang bor yang lewat di samping terowongan dan kemudian memompa air keluar dengan menggunakan pompa yang diletakkan didalam tanah ataupun dipermukaan tanah. Hasil dari proses tersebut adalah untuk mengurangi atau menghilangkan tekanan air di sekitar terowongan. Hal ini dikenal dengan pressure reducing process atau drawdown process (Jones M.B., 1985). Sayangnya, ada kemungkinan efek samping konsolidasi tanah dan kenaikan berat efektif akibat pengurangan air.

Penurunan akibat konsolidasi ini dapat merusak struktur bangunan disekitar area yang diturunkan muka air tanahnya. Ilustrasi proses dewatering dan alat well point untuk memompa air dapat dilihat pada gambar berukut.



Gambar 2. 24 Ilustrasi dari proses Dewatering, A : Tekanan air Total B : Tekanan air yang telah dikurangi (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

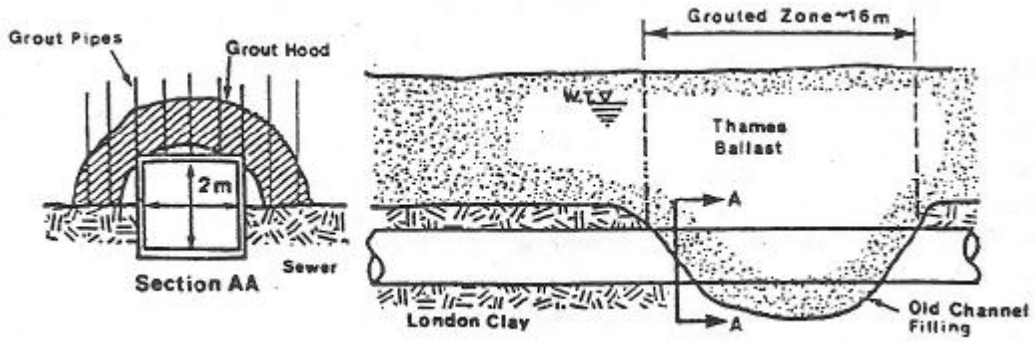


Gambar 2. 25 Tipikal Instalasi Deep well (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

– *Grouting*

Grouting dapat didefinisikan sebagai proses injeksi cairan bertekanan pada lubang bukaan di tanah, rekahan pada batuan, atau pada galian buatan yang ditemukan di rekahan belakang lining terowongan dan lain-lain, dimana cairan tersebut seiring dengan berjalannya waktu akan mengeras dan menutup lubang ataupun rekahan yang terjadi (Ischy dan Glossop, 1962).

Tujuan dasar dari grouting adalah untuk menutup rongga dan jalur aliran pada tanah/batuan sehingga air tanah tidak dapat mengalir melalui jalur tersebut dan masuk ke galian (pengurangan permeabilitas) dan/atau untuk menambah kekuatan material tanah sehingga proses konstruksi terowongan pada tanah apung tidak mengalami kesulitan, dan juga untuk meningkatkan faktor keselamatan. Disamping itu, metode grouting ini digunakan dalam konstruksi terowongan dalam hubungannya untuk mengurangi penurunan permukaan dan sebagai tambahan teknik perkuatan untuk struktur diatasnya pada area perkotaan. Gambar berikut memberikan penjelasan mengenai prinsip grouting.

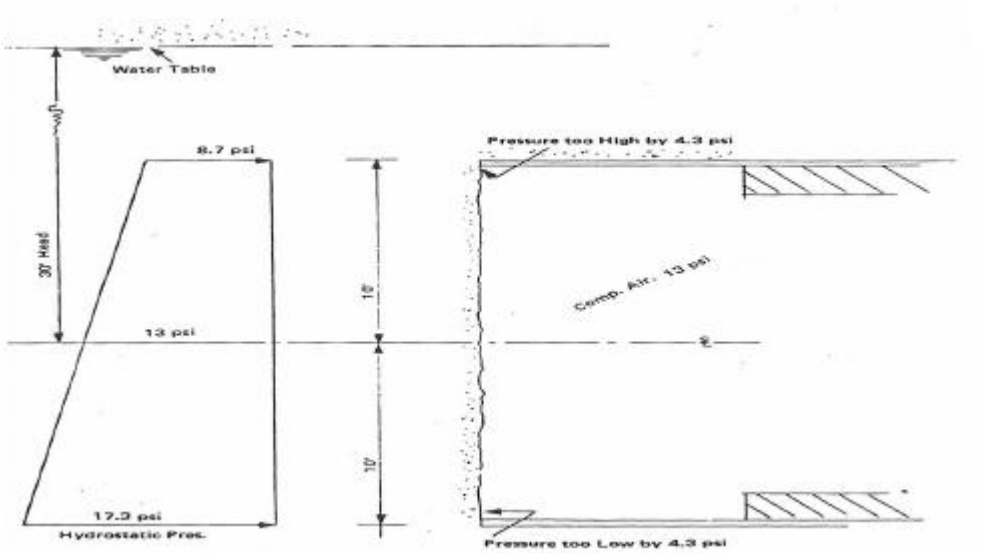


Gambar 2. 26 Aplikasi Grouting Pada Saluran Air
(http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

– *Compressed Air*

Compressed Air merupakan metode yang paling sering digunakan dalam stabilitas tanah untuk terowongan yang dibangun pada lapisan permeabel dibawah muka air tanah, dimana proses dewatering tidak praktis dilakukan khususnya untuk terowongan dibawah muka air. Metode ini juga dapat bertindak sebagai penyangga pada terowongan di tanah lunak, dan meningkatkan faktor stabilitas melebihi batas kritis di tanah lempung yang mengalami pemampatan (squeezing clays). Tujuan metode ini adalah untuk menyeimbangkan tekanan hidrostatis

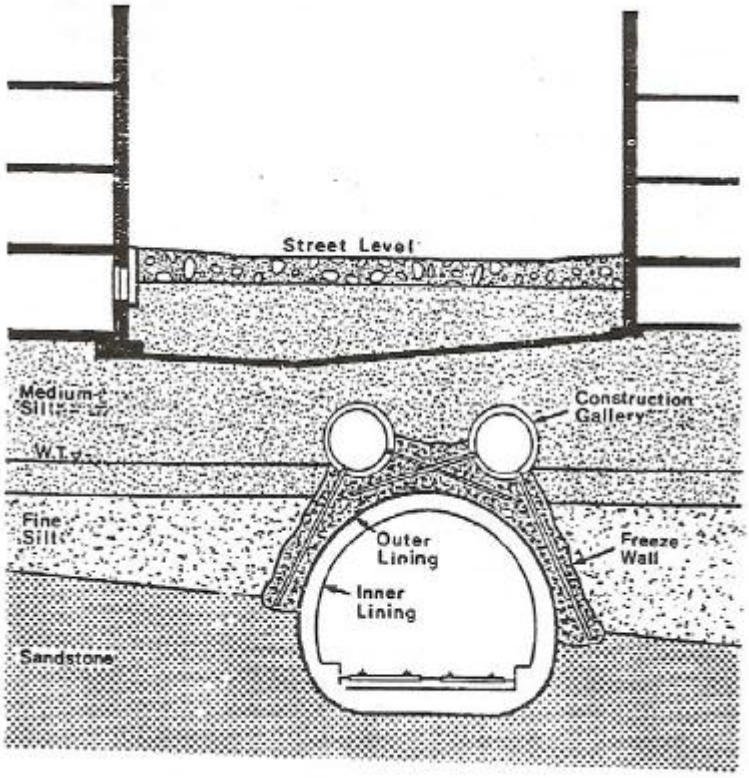
diluar terowongan. Gambar berikut memperlihatkan penggalian lapisan tanah dengan compressed air.



Gambar 2. 27 Pemakaian Compressed Air dalam Penggalian Terowongan (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

– *Ground Freezing*

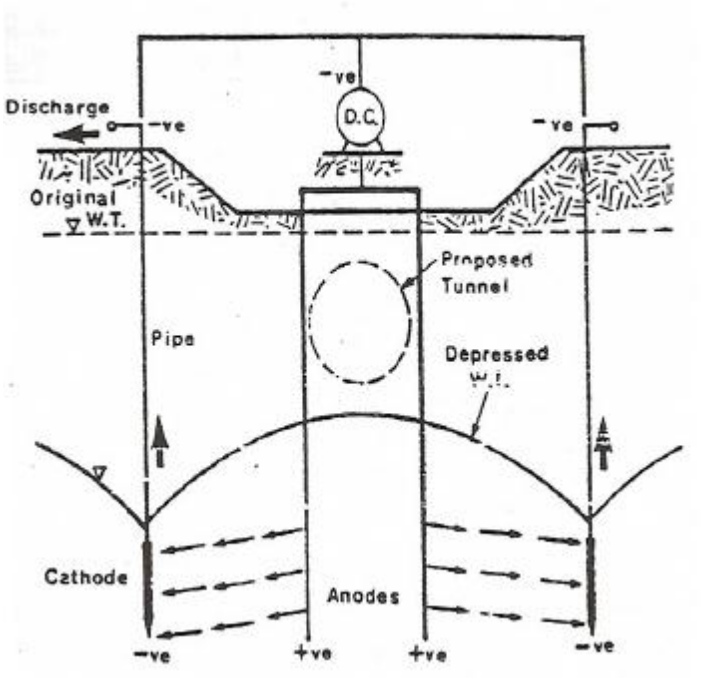
Proses membekukan lapisan tanah yang mengandung air merupakan sebuah metode yang sangat rumit dan memerlukan keahlian serta biaya operasi yang sangat mahal tetapi sangat efektif dalam pengendalian sementara air tanah ataupun peningkatan stabilitas. Agar proses ini berhasil maka didalam tanah harus dipastikan memiliki air, sebab proses ini tidak akan meningkatkan karakteristik dari tanah tanpa air (kering). Gambar berikut memperlihatkan proses freezing yang dilakukan di tanah. Proses freezing ini dapat dilakukan dengan menggunakan refrigerated brine dan nitrogen cair.



Gambar 2. 28 Proses Ground Freezing pada Terowongan Essen (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

– *Electro-osmosis*

Electro-osmosis merupakan teknik pengeringan yang digunakan khususnya untuk stabilitas lempung lunak dan lanau dimana pengeringan dengan metode konvensional tidak dapat dilakukan. Metode ini didasarkan pada prinsip elektrolisis, dengan dua elektroda yang dimasukkan kedalam tanah dengan dialiri oleh arus listrik. Berdasarkan proses kimia dari elektrolisis, molekul-molekul air akan ditarik oleh katoda (elektroda negatif) dan kemudian akan dipompakan ke atas melalui elektroda tersebut. Prinsip umum dari electro-osmosis diperlihatkan pada gambar berikut.



Gambar 2. 29 Ilustrasi prinsip Eektro-osmosis pada Proses Dewatering (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/545/jbptitbpp-gdl-andarhtamp-27221-3-2007ta-2.pdf)

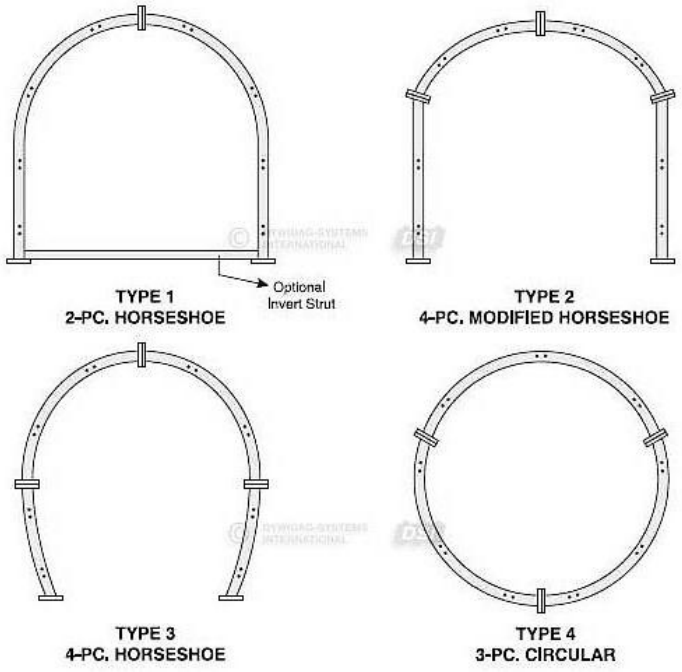
2.1.8 Fasilitas Untuk Pekerjaan Galian

Untuk menunjang pekerjaan galian terowongan, diperlukan beberapa fasilitas, yaitu:

- Instalasi ventilasi
- Instalasi air
- Instalasi listrik
- Drainase

2.1.9 Steel Support

Untuk Tanah yang kurang stabil, perlu dipasang *steel support.* Pemasangan *steel support* ini segera mengikuti pekerjaan penggalian. Sebelum pekerjaan galian dimulai, *steel support* perlu didesain dan difabrikasi terlebih dahulu. Bentuk *steel support* biasanya mengikuti bentuk *linning tunnel.* Hubungan antara *steel support* dibuat dua macam untuk tekan dengan balok kayu dan tarik dengan batang besi dibaut.

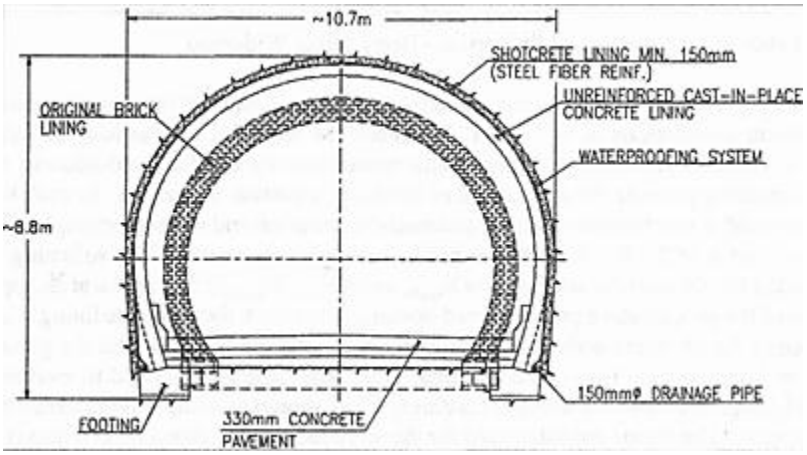


Gambar 2. 30 Macam-macam *Stell Support* (*http://www.dsiunderground.com/products/mining/lattice-girders-steel-arches-props/steel-rib-supports.html)*

2.1.10 Lining Tunnel

- Ketebalan *Lining*

  Ketebalan beton lining ini ditentukan oleh kondisi tanah sekeliling tunnel, ukuran penampang tunnel dan ketelitian penggalian. Penggalian yang kurang teliti (terlalu besar), menyebabkan bertambahnya volume beton, karena itu *waste* volume beton harus diperhatikan. Untuk tanah keras biasanya *waste* beton semakin kecil, hal ini disebabkan karena volume penggalian tanahnya dapat lebih dikendali *waste*-nya.



Gambar 2. 31 Ketebalan Lining
(http://www.dr-sauer.com/resources/presentations-lectures/400)

- Penulangan

  Sebelum pemasangan from work, penulangan besi beton dipasang lebih dahulu. Bila pengecoran bertahap, penulangan dapat dilakukan secara bertahap juga dengan cara pemasangan besi starter.



Gambar 2. 32 Penulangan Lining
(http://www.hindustantimes.com/photos-news/photos-india/mumbaiwatersupply/Article4-261733.aspx)

- Metode Pengecoran

  Bila terowongan melalui solid work, atau steel support cukup kuat untuk menjaga stabilitas bentuk terowongan sampai dengan seluruh penggalian selesai, maka lebih baik pengecoran lining terowongan menunggu setelah seluruh galian selesai. Bila sebaliknya, maka lining terowongan harus secepatnya dilaksanakan overlapping dengan penggalian.

  Pengecoran lining terowongan dapat dilakukan secara sekaligus atau secara bertahap, tergantung bermacam-macam faktor. Berikut dijelaskan bermacam-macam metode pengecoran lining beserta gambarnya.

  Metode (a) : Terbatas untuk terowongan yang berbentuk lingkaran dan relatif pendek.

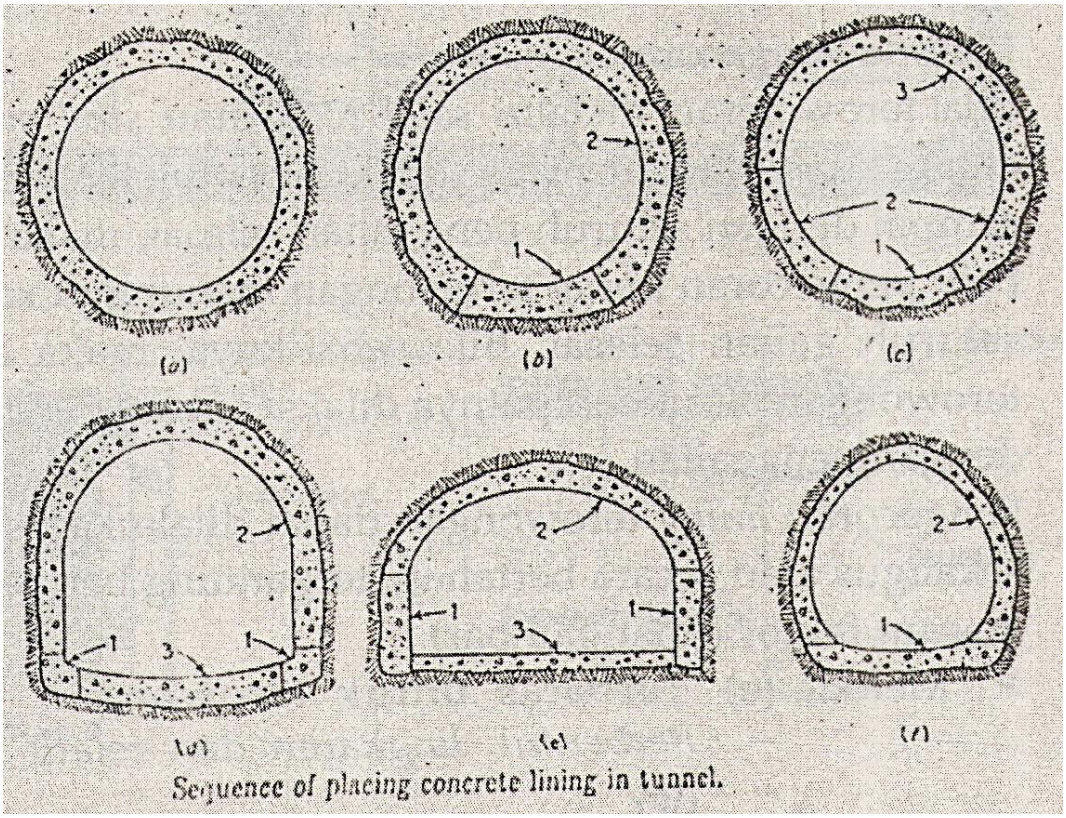
  Metode (b) : Menyediakan dasar yang kuat untuk menyangga fromwork dinding dan atap.

  Metode (c) : Terbatas untuk terowongan yang besar dimana pengecoran bertahap dikehendaki.

  Metode (d) : Terdapat beberapa keuntungan yaitu bagain lantai dicor belakang untuk memasang fasilitas rel.

  Metode (e) : Digunakan untuk terowongan ukuran besar, dimana salah satu lantai atau dinding di cor lebih dahulu.

  Metode (f) : Lantai dicor seluruhnya sepanjang terowongan, baru kemudian dinding dan atap di cor bersamaan.



Gambar 2. 33 Bermacam-macam metode pengecoran (Asiyanto, 2012)

2.2 Mekanika Batuan

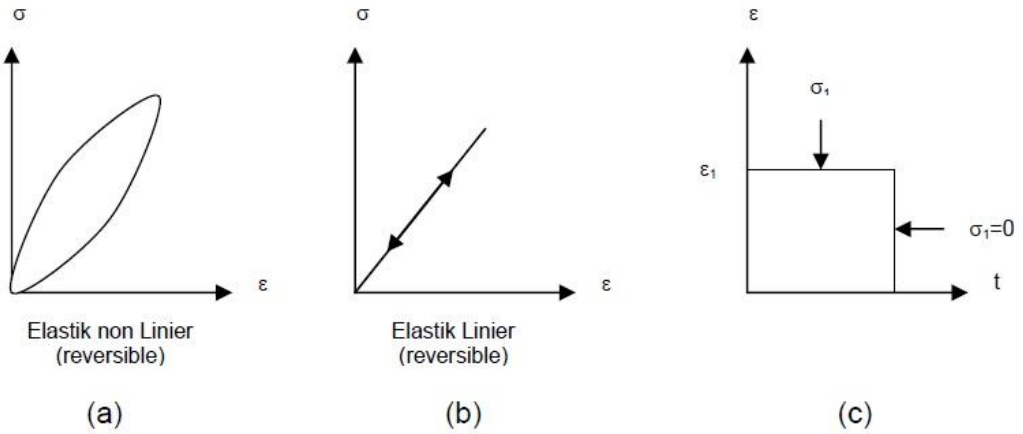
Batuan adalah campuran dari satu atau lebih mineral yang berbeda, tidak mempunyai komposisi kimia tetap, sedangkan Mekanika Batuan adalah ilmu yang mempelajari perilaku dan sifat batuan bila terhadapnya dikenakan gaya atau tekanan. Berikut ini penjelasan mengenai perilaku dan sifat batuan.

2.2.1 Perilaku Batuan

Batuan mempunyai perilaku yang berbeda-beda pada saat menerima beban. Perilaku ini dapat ditentukan dengan pengujian di laboratorium yaitu dengan pengujian kuat tekan.

- **Elastik**

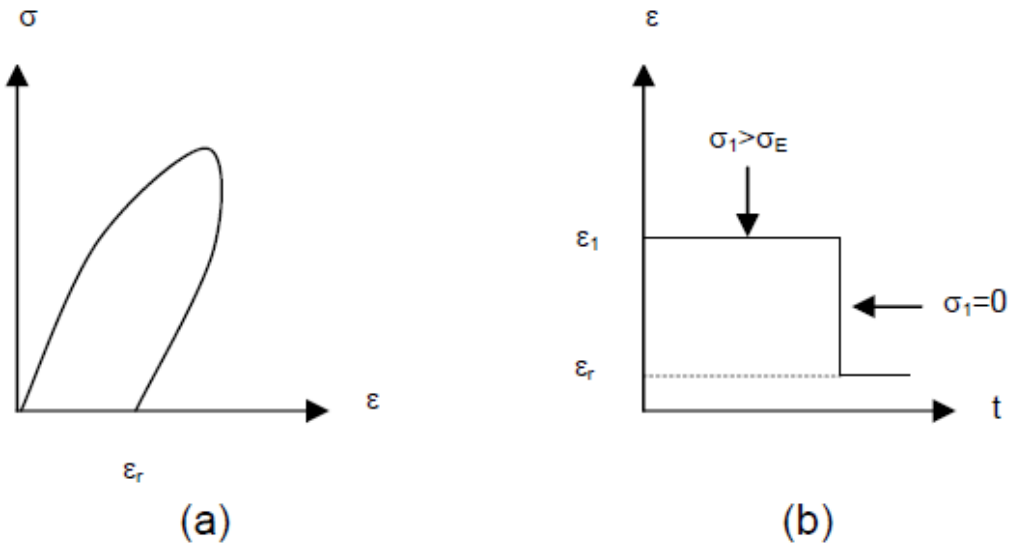
Batuan dikatakan berperilaku elastik apabila tidak ada deformasi permanen pada saat tegangan dihilangkan (dibuat nol). Dari kurva tegangan-regangan hasil pengujian kuat tekan terdapat dua macam sifat elastik, yaitu elastik linier dan elastik non linier.



Gambar 2. 34 (a,b) Kurva tegangan-regangan, (c) Kurva regangan-waktu untuk perilaku elastik linier dan elastik non linier (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

- **Elasto Plastik**

Perilaku plastik batuan dapat dicirikan dengan adanya deformasi (regangan) permanen yang besar sebelum batuan runtuh atau hancur (failure).



Gambar 2. 35 (a) Kurva tegangan-regangan dan (b) Kurva regangan-waktu untuk perilaku batuan elasto plastik (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

2.2.2 Sifat Fisik dan Sifat Mekanik Batuan

Batuan mempunyai sifat-sifat tertentu yang dapat dikelompokkan menjadi dua, yaitu :

1. Sifat fisik batuan, seperti : berat isi, *specific gravity*, porositas, *void ratio*, kadar air dan derajat kejenuhan.
2. Sifat mekanik batuan, seperti : kuat tekan, kuat tarik, modulus elastisitas dan rasio Poisson.

Kedua jenis sifat batuan dapat dilakukan baik dilaboratorium maupun dilapangan.

2.2.2.1 Penentuan Sifat Fisik Batuan

Hal-hal yang harus dilakukan dalam penentuan sifat fisik batuan adalah sebagai berikut:

1. Penimbangan Berat Percontoh

   Penimbangan yang harus dilakukan antara lain sebagai berikut:

   Wn = berat percontoh asli / natural (gr)

   Wo = berat percontoh kering (gr)

   Ww = berat percontoh jenuh (gr)

   Wa = berat percontoh jenuh + berat air + berat bejana (gr)

   Wb = berat percontoh jenuh tergantung di dalam air + berat air + berat bejana (gram)

   Ws = berat percontoh jenuh didalam air, Wa-Wb (cm^3)

   Wo-Ws = volume percontoh tanpa pori-pori (cm^3)

   Ww-Ws = volume percontoh total (cm^3)

2. Penentuan Sifat Fisik Batuan

   Hal-hal yang termasuk dalam penentuan sifat fisik batuan adalah sebagai berikut:

   Berat isi asli (natural density), $\gamma = \dfrac{Wn}{Ww - Ws}\ \left(gr/cm^3\right)$

   Berat isi kering (dry density), $\gamma_d = \dfrac{Wo}{Ww - Ws}\ \left(gr/cm^3\right)$

   Berat isi jenuh (saturated density), $\gamma_s = \dfrac{Ws}{Ww - Ws}\ \left(gr/cm^3\right)$

Specific gravity, $G_s = \frac{\frac{Wo}{Wo - Ws}}{\text{Berat isi air}} \ \left(gr/cm^3\right)$

Kadar air (water content), $w = \frac{Wn - Wo}{Wo} \times 100\% \ (\%)$

Derajat kejenuhan, $SR = \frac{Wn - Wo}{Ww - Wo} \times 100\% \ (\%)$

Porositas, $n = \frac{Wn - Wo}{Ww - Ws} \times 100\% \ (\%)$

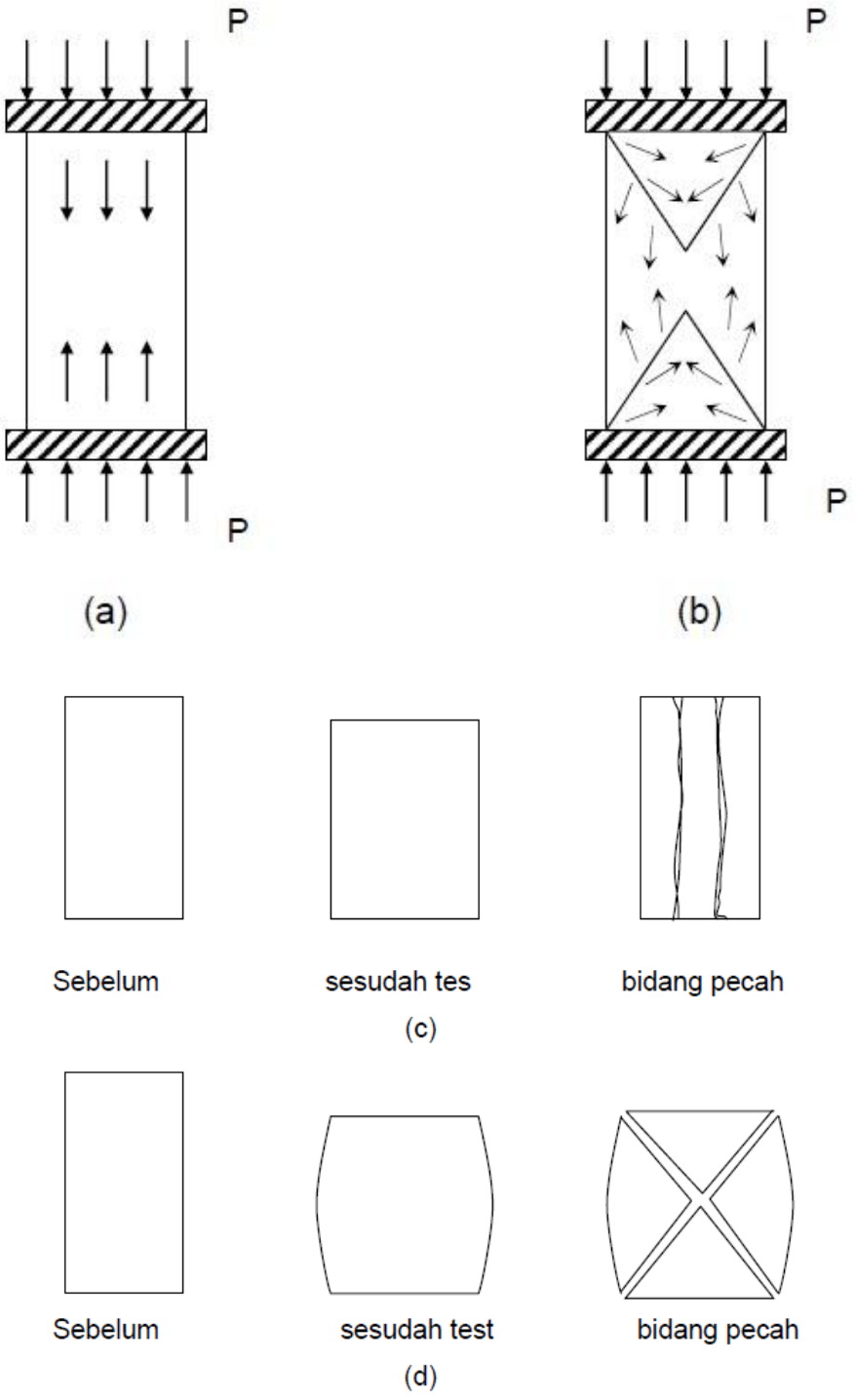
Void ratio, $e = \frac{n}{1 - n}$

2.2.2.2 Penentuan Sifat Mekanik Batuan

Pengujian untuk menentukan sifat mekanik batuan dapat dilakukan diantaranya dengan pengujian dibawah ini :

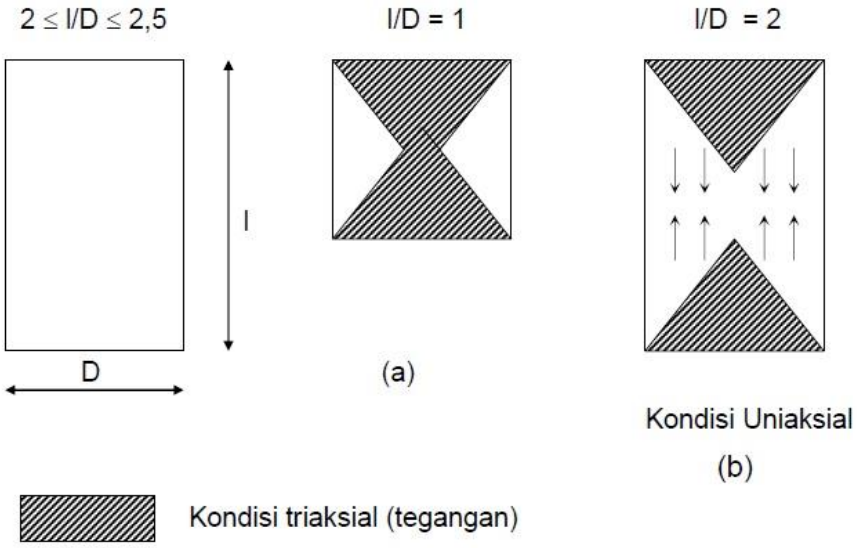
1. Pengujian Kuat Tekan Bebas (Unconfined Compressive Strength)

Pengujian ini menggunakan mesin tekan untuk menekan sampel batu yang berbentuk silinder, balok atau prisma dari satu arah (uniaksial). Perbandingan antara tinggi dan diameter sampel (l/D) mempengaruhi nilai kuat tekan batuan. Untuk perbandingan l/D = 1 kondisi tegangan triaksial saling bertemu sehingga akan memperbesar nilai kuat tekan batuan untuk pengujian kuat tekan digunakan 2 < l/D < 2,5. Makin besar l/D maka kuat tekan akan bertambah kecil



Gambar 2. 36 Penyebaran tegangan didalam percontoh batu (a) teoritis dan (b) eksperimental, (c) Bentuk pecahan teoritis dan (d) Bentuk pecahan eksperimental (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

Ukuran sampel



Gambar 2. 37 Kodisi tegangan didalam percontoh untuk l/D berbeda (a) l/D = 1 (b) l/D = 2 (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

Uji kuat tekan uniaksial dilakukan untuk menentukan kuat tekan batuan (σ_{ci}), Modulus Young (E), Nisbah Poisson (ν) , dan kurva tegangan-regangan.

- **Kuat tekan batuan**

Tujuan utama uji kuat tekan uniaksial adalah untuk mendapatkan nilai kuat tekan dari contoh batuan. Harga tegangan pada saat contoh batuan hancur didefinisikan sebagai kuat tekan uniaksial batuan dan diberikan oleh hubungan:

$$\sigma_{ci} = \frac{F}{A}$$

Keterangan :

σ_{ci} = Kuat tekan uniaksial batuan (MPa)

F = Gaya yang bekerja pada saat contoh batuan hancur (kN)

A = Luas penampang awal contoh batuan yang tegak lurus arah gaya (mm)

- **Modulus Young**

Modulus Young atau modulus elastisitas merupakan faktor penting dalam mengevaluasi deformasi batuan pada kondisi pembebanan yang bervariasi. Nilai modulus elastisitas batuan bervariasi dari satu contoh batuan dari satu daerah geologi ke daerah geologi lainnya karena adanya perbedaan dalam hal formasi

batuan dan genesa atau mineral pembentuknya. Modulus elastisitas dipengaruhi oleh tipe batuan, porositas, ukuran partikel, dan kandungan air. Modulus elastisitas akan lebih besar nilainya apabila diukur tegak lurus perlapisan daripada diukur sejajar arah perlapisan (Jumikis, 1979).

Modulus elastisitas dihitung dari perbandingan antara tegangan aksial dengan regangan aksial. Modul elastisitas dapat ditentukan berdasarkan persamaan :

$$E = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon a}$$

Keterangan:

E = Modulus elastisitas (MPa)

$\Delta\sigma$ = Perubahan tegangan (MPa)

$\Delta\varepsilon a$ = Perubahan regangan aksial (%)

- **Nisbah Poisson (Poisson Ratio)**

Nisbah Poisson didefinisikan sebagai perbandingan negatif antara regangan lateral dan regangan aksial. Nisbah Poisson menunjukkan adanya pemanjangan ke arah lateral (lateral expansion) akibat adanya tegangan dalam arah aksial. Sifat mekanik ini dapat ditentukan dengan persamaan:

$$\nu = \frac{\varepsilon_1}{\varepsilon_{\underline{a}}}$$

Keterangan:

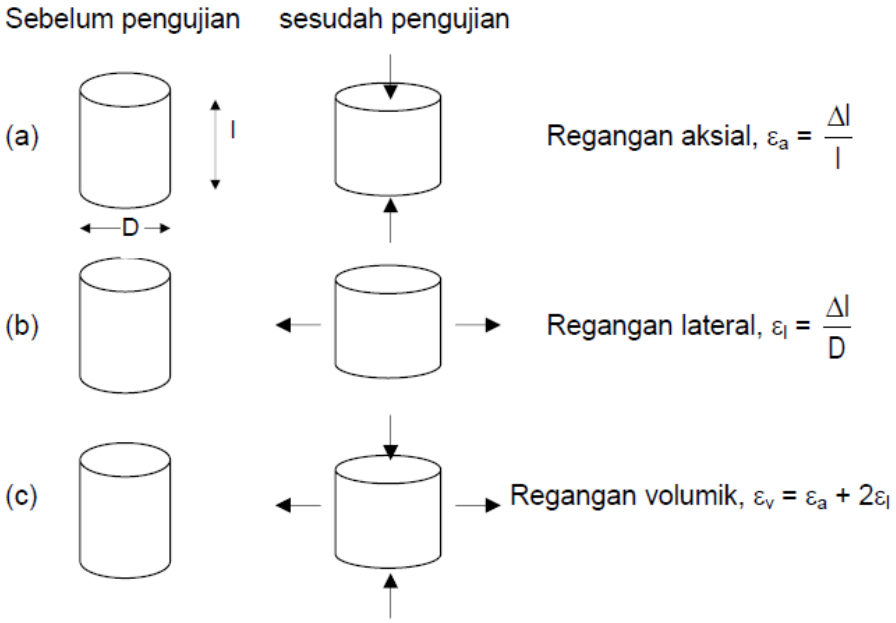
ν = Poisson ratio

ε_1 = Regangan lateral (%)

$\varepsilon_{\underline{a}}$ = Regangan aksial (%)

- **Kurva tegangan-regangan**

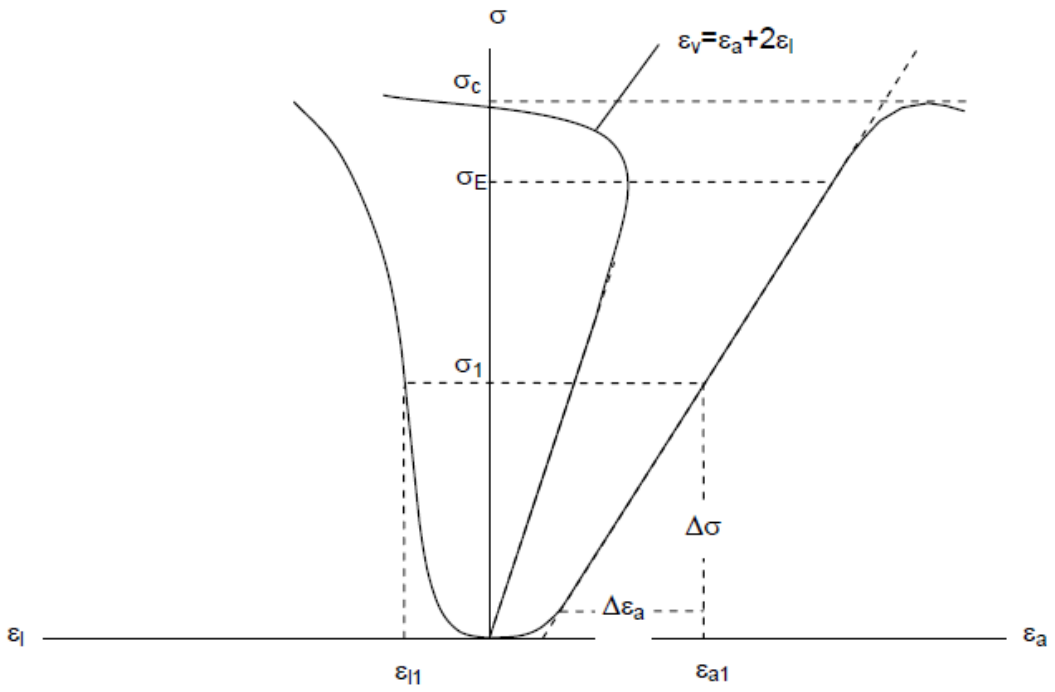
Regangan yang dihasilkan dari pengujian kuat tekan batuan dapat dilihat pada gambar dibawah ini:



Gambar 2. 38 Regangan yang dihasilkan dari pengujian kuat tekan batuan (a) regangan aksial, (b) regangan lateral dan (c) regangan volumik (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

Perpindahan dari sampel batuan baik aksial (ΔI) maupun lateral (ΔD) selama pengujian diukur dengan menggunakan dial gauge atau electric strain gauge. Dari hasil pengujian kuat tekan, dapat digambarkan kurva tegangan-regangan (stress-strain) untuk tiap sampel batu, kemudian dari kurva ini dapat ditentukan sifat mekanik batuan:

1. Kuat tekan σ_c
2. Batas Elastik σ_E
3. Modulus Young $E = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon_A}$
4. Poisson's Ratio $\nu = \frac{\varepsilon_{I1}}{\varepsilon_{a1}}$



Gambar 2. 39 Kurva tegangan-regangan hasil pengujian kuat tekan batuan (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

ε_a = regangan aksial

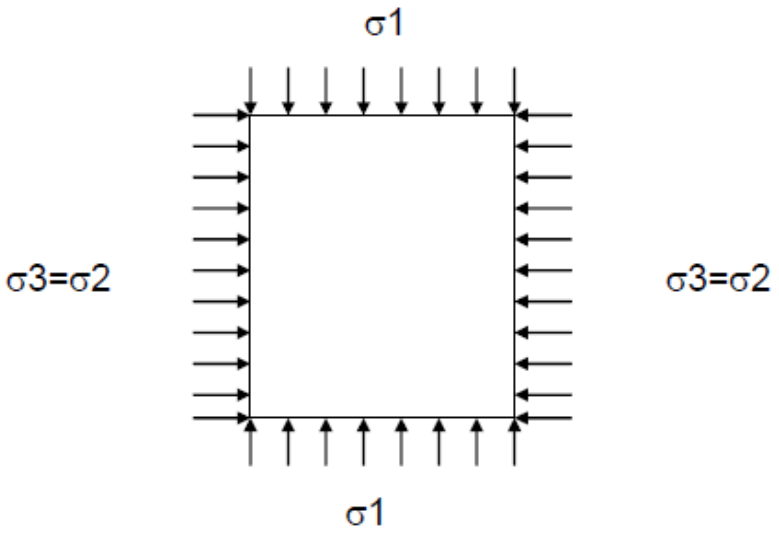
ε_I = regangan lateral

ε_V = regangan volumik

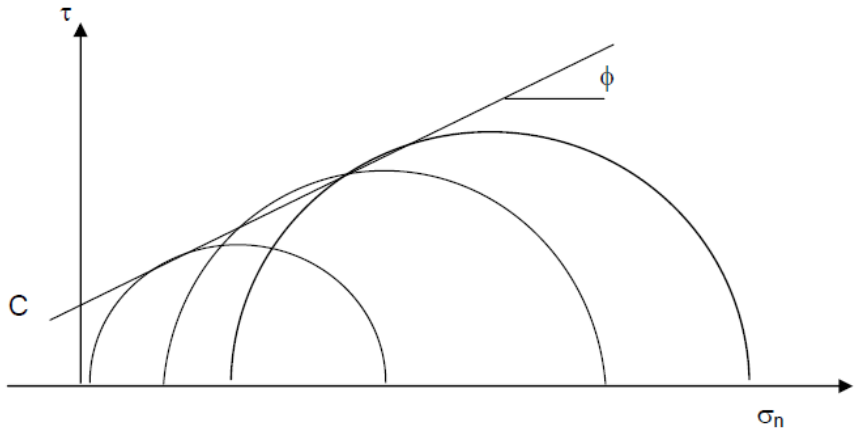
2. Pengujian Triaksial

Pengujian ini adalah salah satu pengujian yang terpenting dalam mekanika batuan untuk menentukan kekuatan batuan di bawah tekanan triaksial. Sampel yang digunakan berbentuk silinder dengan syarat-syarat sama pada pengujian kuat tekan. Dari hasil pengujian triaksial dapat ditentukan :

- *Strength envelope* (kurva *instrinsic*)
- Kuat geser atau *shear strength*
- Sudut geser dalam, ϕ
- Kohesi, c



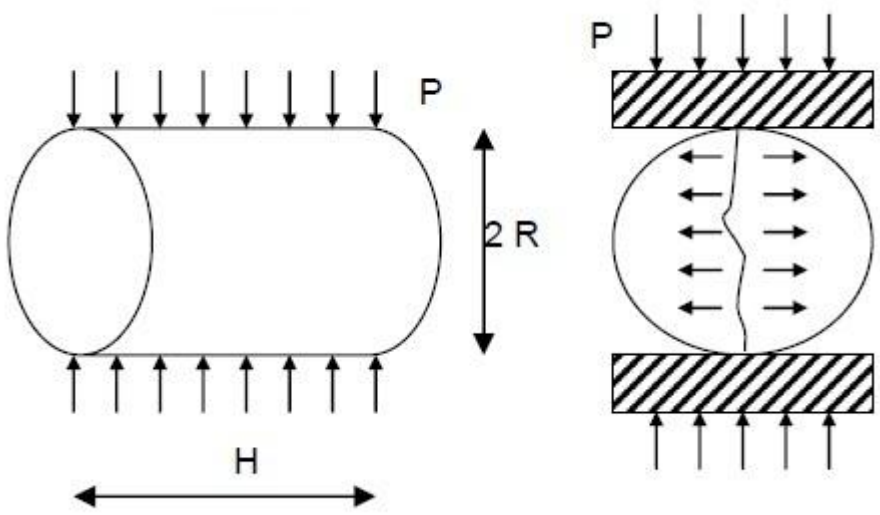
Gambar 2. 40 Kondisi tegangan pada pengujian triaksial (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)



Gambar 2. 41 Lingkaran Mohr dan kurva instrinsik hasil pengujian triaksial (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

3. Pengujian Kuat Tarik-Uji Brazilia (Indirect Tensile Strength Test)

Pengujian ini dilakukan untuk mengetahui kuat tarik (tensile strength) dari sampel batu berbentuk silinder secara tidak langsung. Alat yang digunakan adalah mesin tekan seperti pada pengujian kuat tekan.



Gambar 2. 42 Pengujian Kuat Tarik
(http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

Pada uji brazilian, kuat tarik batuan dapat ditentukan berdasarkan persamaan:

$$\sigma_T = \frac{2F}{\pi DL}$$

Keterangan :

σ_T = Kuat tarik batuan (MPa)

F = Gaya maksimum yang dapat ditahan batuan (KN)

D = Diameter contoh batuan (mm)

L = Tebal batuan (mm)

2.2.3 Kriteria Keruntuhan Batuan

Kriteria keruntuhan batuan ditentukan dengan asumsi regangan bidang (*plane strain*) atau tegangan bidang (*plane stress*) agar perhitungan menjadi sederhana.

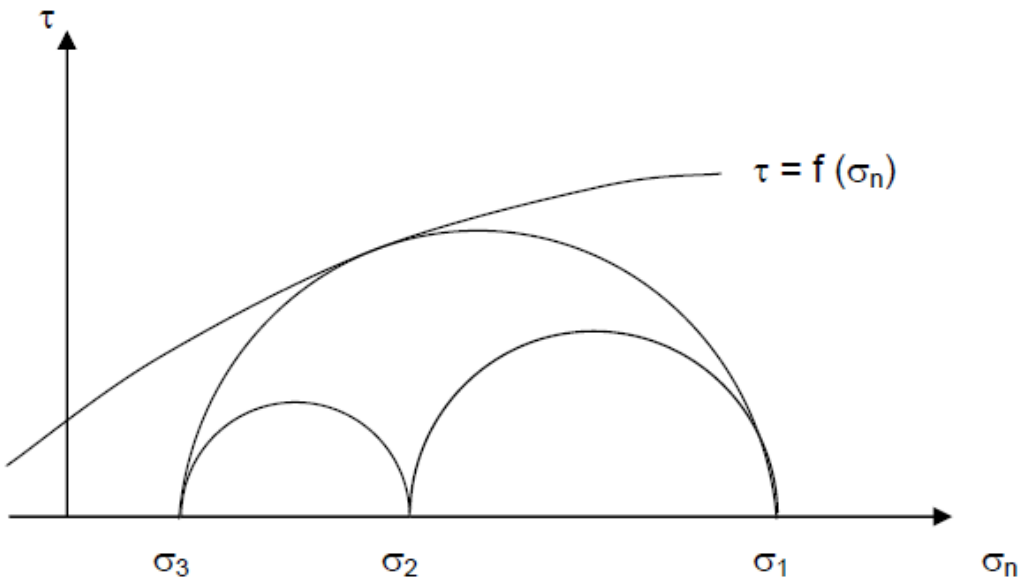
2.2.3.1 Kriteria Mohr – Coulomb

Teori Mohr menganggap bahwa untuk suatu keadaan tegangan $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, σ_2 (*intermediate stress*) tidak mempengaruhi keruntuhan batuan dan kuat tarik tidak sama dengan kuat tekan.

Kriteria ini dapat ditulis:

$\tau = f(\sigma)$

dan dapat digambarkan pada (τ, σ) oleh sebuah kurva pada Gambar berikut:



Gambar 2. 43 Kriteria Mohr : $\tau = f(\sigma)$
(http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

Keruntuhan (*failure*) terjadi jika lingkaran Mohr menyinggung kurva Mohr (kurva intrinsik) dan lingkaran tersebut disebut 'lingkaran keruntuhan'. Kurva Mohr merupakan selubung keruntuhan dari lingkaran-lingkaran Mohr saat keruntuhan.

Pada kriteria Mohr-Coulomb selubung keruntuhan dianggap sebagai garis lurus untuk mempermudah perhitungan. Kriteria ini didefinisikan sebagai berikut :

$$\tau = C + \mu \sigma$$

dimana :

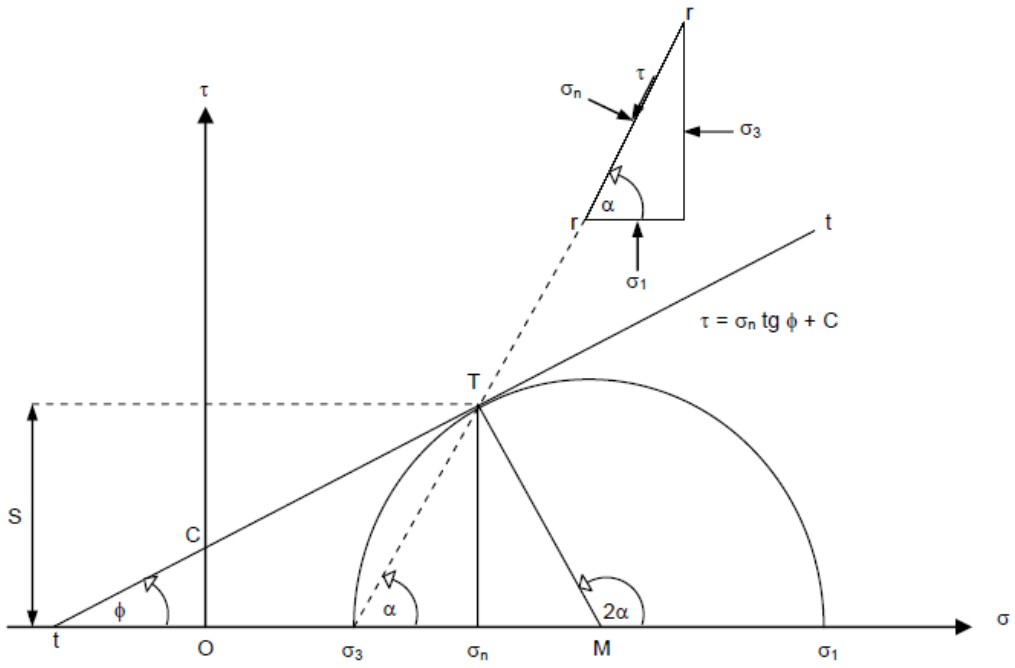
τ = tegangan geser

C = kohesi

σ = tegangan normal

μ = koefisien geser dalam batuan = $\mathrm{tg}\,\phi$

Faktor keamanan ditentukan berdasarkan jarak dari titik pusat lingkaran Mohr ke garis kekuatan batuan (kurva intrinsik) dibagi dengan jari-jari lingkaran Mohr. Faktor keamanan ini menyatakan perbandingan keadaan kekuatan batuan terhadap tegangan yang bekerja pada batuan tersebut.



Gambar 2. 44 Kriteria keruntuhan Mohr – Coulomb (http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

Keterangan Gambar:

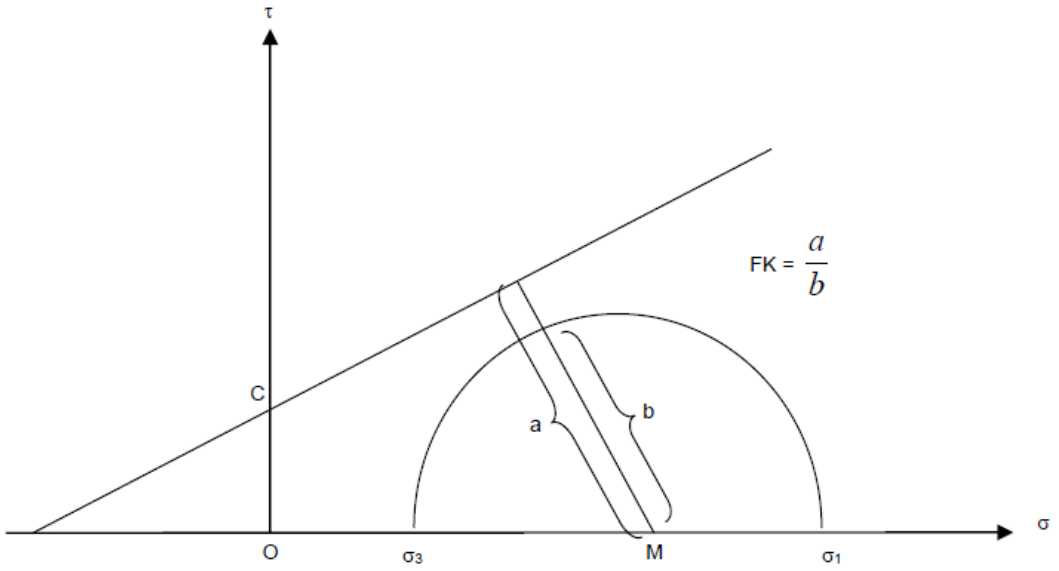
r - r = bidang *rupture*

t - t = garis kuat geser Coulomb

$\sigma_1 - \sigma_3$ = diameter lingkaran Mohr

Normal stress pada bidang rupture (r – r) : $\sigma_n = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \cos 2\alpha$

Shear stress pada bidang rupture (r – r) : $\tau = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \sin 2\alpha$



Gambar 2. 45 Penentuan Faktor Keamanan
(http://eprints.undip.ac.id/33820/5/1617_chapter_II.pdf)

$$\text{Faktor keamanan} = \frac{a}{b} = \frac{\left[\frac{c}{\tan\phi} + \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2}\right]\sin\phi}{\frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}}$$

Dimana

$$a = \left[\frac{c}{\tan\phi} + \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{2}\right]\sin\phi$$

$$b = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2}$$

2.2.3.2 Kriteria Hoek-Brown

Keruntuhan Hoek and Brown–Brown dikembangkan untuk menentukan kekuatan dari suatu massa batuan. Hoek–Brown juga memberikan persamaan yang berbeda dalam menentukan kekuatan pada batuan utuh dan batuan berkekar.

Kriteria keruntuhan Hoek–Brown untuk batuan utuh:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci}\left(m_i \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + 1\right)^{0.5}$$

Dimana:

m_i : konstanta m untuk potongan batuan untuh

Nilai m_i dapat dipeoleh dari tabel berikut:

Tabel 2. 1 Nilai m_i untuk batuan utuh (Hoek, 2000)

Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	**Medium**	**Fine**	**Very fine**
Sedimentary	Clastic		Conglomerate (22) Breccia (20)	Sandstone 19	Siltstone 9	Claystone 4
				Greywacke (18)		
	Non-clastic	Organic		Chalk 7 Coal (8 to 21)		
		Carbonate		Spartic (10)	Micritic 8	
		Chemical		Gypstone 16	Anhydrite 13	
Metamorphic	Non foliated		Marble 9	Hornfels (19)	Quartzite 24	
	Slightly foliated		Migmatite (30)	Amphibolite 25 to 31	Mylonite (6)	
	Foliated*		Gneiss 33	Schist 4 to 8	Phyllite (10)	Slate 9
Igneous	Light		Granite 33 Granodiorite (30) Diorite (28)	Rhyolite (16)	Obsidian (19) Dacite (17) Andesite 19	
	Dark		Gabbro 27 Norite 22	Dolerite (19)	Basalt 17	
	Extrusive pyroclastic type		Agglomerate (20)	Breccia (18)	Tuff (15)	

* These values are for intact rock specimens tested normal to bedding or foliation. The value of m_i will be significantly different if failure occurs along a weakness plane.

Kriteria keruntuhan Hoek – Brown untuk batuan berkekar:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci}\left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s\right)^a$$

Dimana:

σ'_1, σ'_3: tegangan efektif maksimum dan minimum saat runtuh

σ_{ci} : *uniaxial compressive strength* dari sampel batuan utuh

m_b : konstanta m untuk massa batuan (Hoek-Brown)

s, a : konstanta yang bergantung dari karakteristik massa batuan

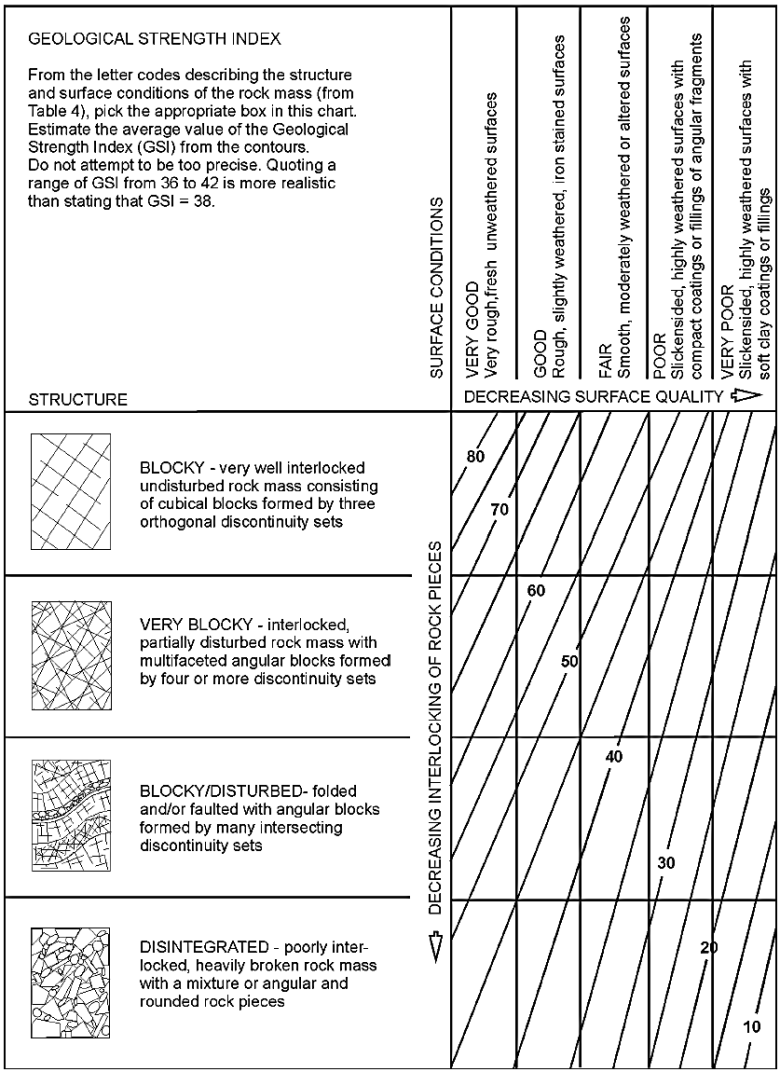
Hoek et al. (2002) menyarankan persamaan berikut untuk menghitung konstanta massa batuan m_b, s dan a adalah sebagai berikut:

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right)$$

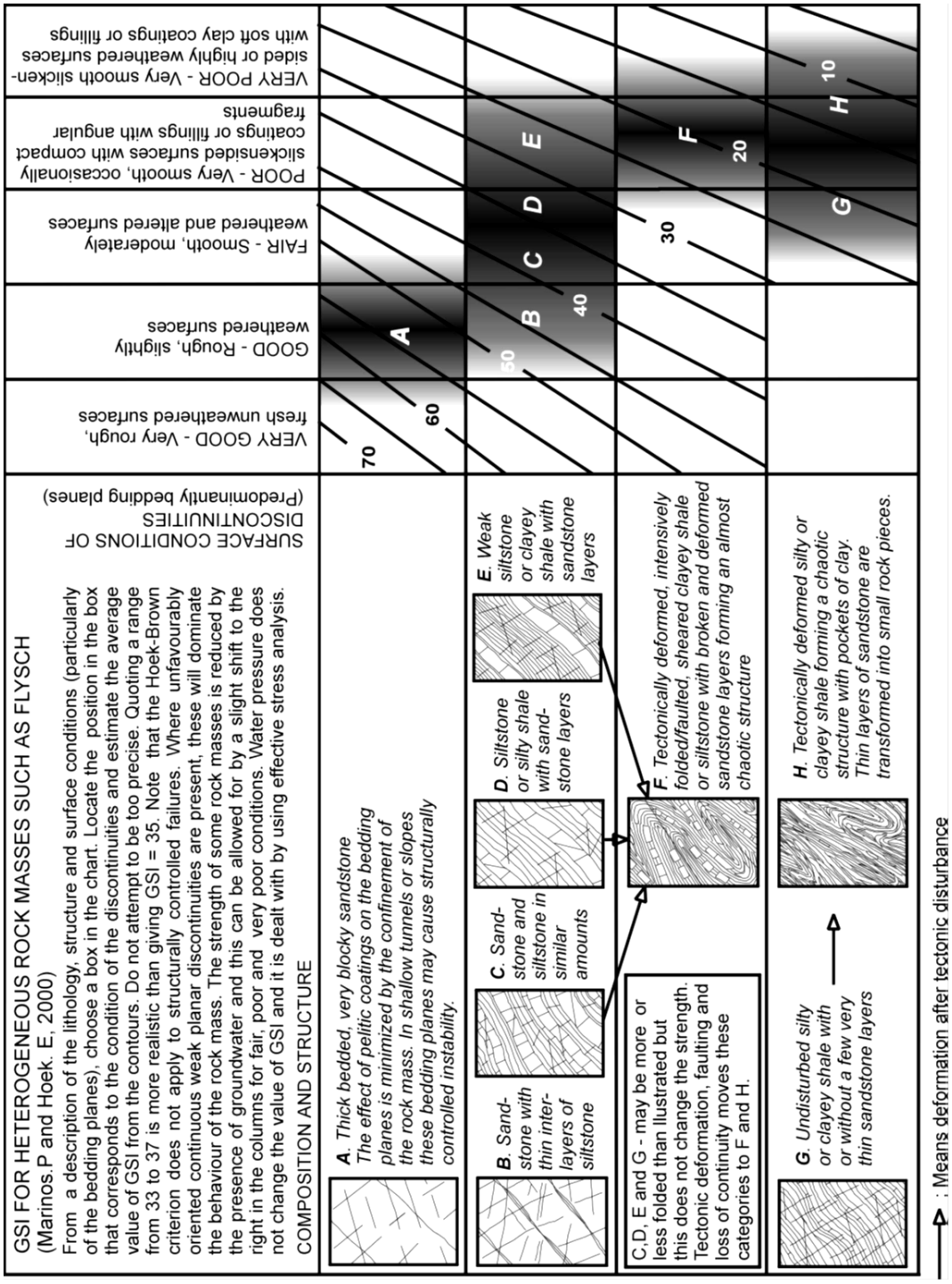
$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6}\left(e^{-GSI/15} . - e^{-20/3}\right)$$

dimana nilai GSI *(Geological Stength Index)* yang diperkenalkan oleh Hoek, Kaiser dan Bawden akan memberikan estimasi nilai pengurangan kekuatan pada massa batuan untuk kondisi geologi yang berbeda. GSI untuk karakterisasi massa batuan blocky berdasarkan Interlocking dan kondisi joint serta perkiraan kekuatan geologi index (GSI) untuk massa batuan heterogen seperti Flysch dapat dilihat pada tabel berikut:

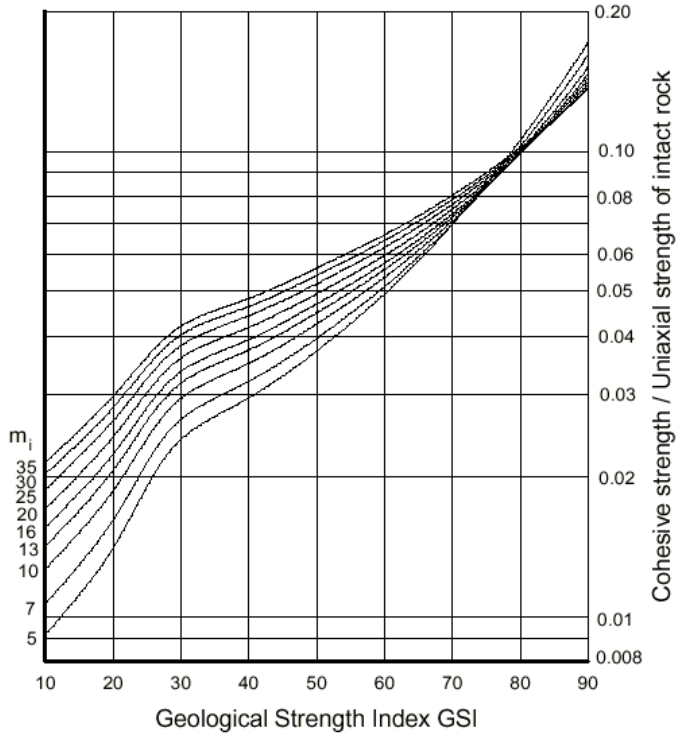


Gambar 2. 46 GSI untuk karakterisasi massa batuan blocky berdasarkan Interlocking dan kondisi joint *(Hoek,* 2000*)*.

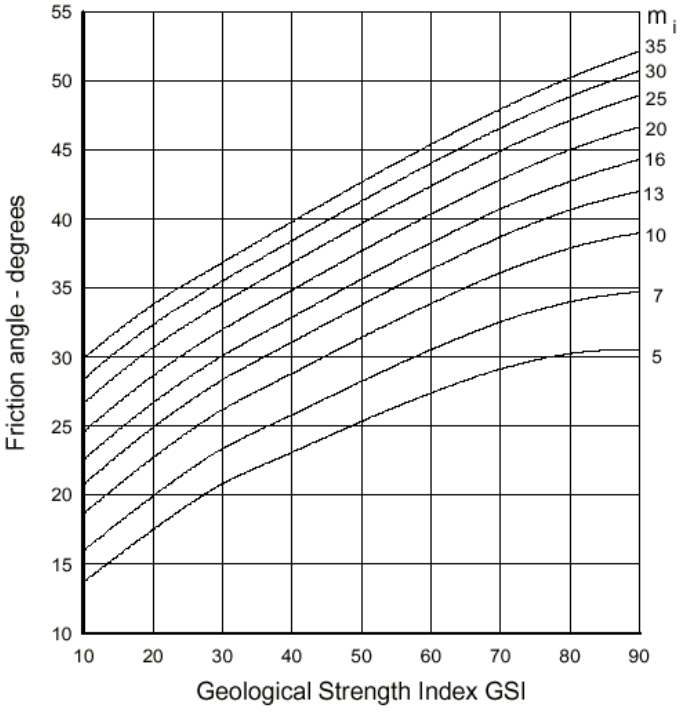


Gambar 2. 47 Perkiraan Kekuatan Geologi Index GSI untuk massa batuan heterogen seperti Flysch (After Marinos and Hoek, 2001).

Untuk menentukan kohesi dan sudut geser efektif dari batuan maka dapat digunakan tabel-tabel berikut:



Gambar 2. 48 Grafik untuk menentukan nilai kohesi batuan (Hoek, 200)



Gambar 2. 49 Grafik untuk menentukan nilai sudut geser bataun (Hoek, 2000)

Hoek juga memberikan faktor kerusakan yang tergantung pada tingkat kerusakan massa batuan yang disebabkan oleh peledakan maupun tegangan. Pedoman untuk menentukan besarnya nilai D dapat dilihat pada tabel berikut:

Tabel 2. 2 Pedoman untuk menentukan besarnya nilai D (Hoek,200)

Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of *D*
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	*D* = 0
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass. Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	*D* = 0 *D* = 0.5 No invert
	Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	*D* = 0.8
	Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance.	*D* = 0.7 Good blasting *D* = 1.0 Poor blasting
	Very large open pit mine slopes suffer significant disturbance due to heavy production blasting and also due to stress relief from overburden removal. In some softer rocks excavation can be carried out by ripping and dozing and the degree of damage to the slopes is less.	*D* = 1.0 Production blasting *D* = 0.7 Mechanical excavation

2.2.3.3 Kriteria Tegangan Tarik Maksimum

Kriteria ini menganggap bahwa batuan mengalami karuntuhan oleh *fracture fragile (brittle)* yang diakibatkan oleh tarikan yang dikenakan pada batuan tersebut. Keadaan ini dapat disamakan dengan pengenaan tegangan utama $-\sigma_3$ yang besarnya sama dengan kuat tarik uniaksial (σ_T) batuan.

$\sigma_3 = -\sigma t_{ult}$

2.2.3.4 Kriteria Tegangan Geser Maksimum

Kriteria keruntuhan Tresca berlaku untuk batuan isotrop dan ductile. Kriteria ini merupakan fungsi dari tegangan σ_1 dan σ_3. Menurut kriteria ini, batuan mengalami keruntuhan jika tegangan geser maksimum τ_{max} sama dengan kuat geser batuan S.

$$S = \tau_{max} = \frac{\sigma_1 - \sigma 3}{2}$$

dimana σ_1 dan σ_3 adalah tegangan utama mayor dan tegangan utama minor, sedangkan tegangan utama intermediate tidak berperan di dalam kriteria ini.

2.2.4 Korelasi Parameter Batuan

Korelasi parameter batuan berfungsi untuk melengkapi data yang tidak tersedia. Korelasi ini di ambil dari hasil penelitian yang telah dilakukan oleh para ahli geoteknik sebelumnya, korelasi tersebut dapat berupa nilai maupun rumus. Berikut ini adalah beberapa nilai dan rumus korelasi parameter batuan.

Tabel 2. 3 Porasities of Some Typical Rocks Showing Effects of Age and Deptha

Rock	Age	Depth	Porosity (%)
Mount Simon sandstone	Cambrian	13,000 ft	0.7
Nugget sandstone (utah)	Jurassic		1.9
Postdam sandstone	Cambrian	Surface	11.0
Pottsville sandstone	Pennsylvanian		2.9
Berea sandstone	Mississippian	0-2000 ft	14.0
Keuper sandstone (England)	Triassic	Surface	22.0
Navajo sandstone	Jurassic	Surface	15.5
Sandstone, Montana	Cretaceous	Surface	34.0
Beek.mantown dolomite	Ordovician	10,500 ft	0.4
Black River limestone	Ordovician	Surface	0.46
Niagara dolomite	Silurian	Surface	2.9
Limestone, Great Britain	Carboniferous	Surface	5.7
Chalk, Great Britain	Cretaceous	Surface	28.8
Solenhofen limestone		Surface	4.8
Salem limestone	Mississippian	Surface	13.2
Bedford limestone	Mississippian	Surface	12.0
Bermuda limestone	Recent	Surface	43.0
Shale	Pre-Cambrian	Surface	1.6
Shale, Oklahoma	Pennsylvanian	1000 ft	17.0
Shale, Oklahoma	Pennsylvanian	3000 ft	7.0
Shale, Oklahoma	Pennsylvanian	5000 ft	4.0
Shale	Cretaceous	600 ft	33.5
Shale	Cretaccous	2500 ft	25.4
Shale	Cretaceous	3500 ft	21.1
Shale	Cretaceous	6100 ft	7.6

Mudstone, Japan	Upper Tertiary	Near surface	22-32
Granite, fresh		Surface	0 to 1
Granite, weathered			1-5
Decomposed granite (Saprt.lyte)			20.0
Marble			0.3
Marble Bedded tuff			40.0
Welded tuff			14.0
Cedar City tonalite			7.0
Frederick diabase			0.1
Sàn Marcos gabbro			0.2
*Data selected from Clark (1966) and Brace and Riley (1972).			

Tabel 2. 4 Specific Gravities of Common Minerals

Mineral	G
Halite	2.1—2.6
Gypsum	2.3—2.4
Serpentine	2.3—2.6
Orthoclase	2.5—2.6
Chalcedony	2.6—2.64
Quartz	2.65
Plagioclase	2.6—2.8
Chlorite and hite	2.6—3.0
Calcite	2.7
Muscovite	2.7—3.0
Biotite	2.8—3.1
Dolomite	2.8-3.1
Anhydrite	2.9—3.0
Pyroxene	3.2—3.6
Olivine	3.2—3.6
Barite	4.3—4.6
Magnetite	4.4—5.2
Pyrite	4.9—5.2
Galena	7.4-7.6
A. N. Winchell (1942).	

Tabel 2. 5 Dry Densities of Some Typical Rocks

Rock	Dry (g/cm^3)	Dry (kN/m^3)	Dry (lb/ft^3)
Nepheline syenite	2.7	26.5	169
Syenite	2.6	25.5	162
Granite	2.65	26.0	165
Diorite	2.85	27.9	178
Gabbro	3.0	29.4	187
Gypsum	2.3	22.5	144
Rock salt	2.1	20.6	131
Coal 0.	7.0-2.0		
(density varies with the ash content)			
Oil shale	1.6-2.7		
(density varies with the kerogen content, and therefore with the oil yield in gallons per ton)			
30 gal/ton rock	2.13	21.0	133
Dense limestone	2.7	20.9	168

Marble	2.75	27.0	172
Shale, Oklahoma’			
1000 ft depth	2.25	22.1	140
3000 ft depth	2.52	24.7	157
5000 ft depth	2.62	25.7	163
Quartz, mica schist	2.82	27.6	176
Amphibolite	2.99	29.3	187
Rhyolite	2.37	23.2	148
Basalt	2.77	27.1	173
[a]Data from Clark (1966), Davis and De Weist (1966), and other sources [b]This is the Pennsylvanian age shale listed in Table 2.1. Porasities of Some Typical Rocks Showing Effects of Age and Deptha			

Tabel 2. 6 Conductivtties of Typical Rock

Rock	k (cm/s) for Rock with Water (20°C) as Permeant	
	Lab	**Field**
Sandstone	3×10^{-3} to 8×10^{-8}	1×10^{-3} to 3×10^{-8}
Navajo sandstone	2×10^{-3}	
Berea sandstone	4×10^{-5}	
Greywacke	3.2×10^{-8}	
Shale	10^{-9} to 5×10^{-13}	10^{-8} to 10^{-11}
Pierre shale	5×10^{-12}	2×10^{-9} to 5×10^{-11}
Limestone, dolomite	10^{-5} to 10^{-13}	10^{-3} to 10^{-7}
Salem limestone	2×10^{-6}	
Basalt	10^{-12}	10^{-2} to 10^{-7}
Granite	10^{-7} to 10^{-11}	10^{-4} to 10^{-9}
Schist	10^{-8}	1×10^{-4}
Fissured schist	1×10^{-4} to 3×10^{-4}	
Data from Brace (1978). Davis and De Wiest (1966). and Seralim (1968).		

Tabel 2. 7 Typical Point Load Index Values

Material	Point Load Strength Index (Mpa)
Tertiary sandstone and claystone	0.05 – 1
Coal	0.2 – 2
Limestone	0.25 – 8
Mudstone, shale	0.2 – 8
Volcanic flow rocks	3.0 – 15
Dolomite	6.0 – 11
Data from Broch and Franklin (1972) and other sources.	

Tabel 2. 8 Kuat tekan uniaksial dan kuat tarik dari beberapa jenis bataun (Peters, 1978)

Jenis batuan	Kuat tekan (kg/m²)	Kuat tarik (kg/m²)
Batuan intrusif		
Granit	1000-2800	40-250
Diorit	1800-3000	150-300

Gabro	1500-3000	50-300
Dolerit	2000-3500	150-350
Batuan ekstrusif		
Riolit	800-1600	50-90
Dasit	800-1600	30-80
Andesit	400-3200	50-110
Basal	800-4200	60-300
Tufa vulkanik	50-600	5-45
Batuan sedimen		
Batupasir	200-1700	40-250
Batugamping	300-2500	50-250
Dolomit	800-2500	150-250
Serpih	100-1000	20-100
Batubara	50-500	20-50
Batu metamorfik		
Kuarsit	1500-3000	100-300
Gneis	500-2500	40-200
Marmer	1000-2500	70-200
Sabak	1000-2500	70-200

Tabel 2. 9 Weathering indices for granite (after Irfan & Dearman, 1978)

Term	Quick absorption (%)	Bulk density (Mg/m^3)	Point load strength (Mpa)	Unconfined compressive (Mpa)
Fresh	< 0.2	2.61	> 10	> 250
Partially stained*	0.2 - 1.0	2.56 - 2.61	6 - 10	150 - 250
Completely stained*	1.0 - 2.0	2.51 - 2.56	4 - 6	100 - 150
Moderately weathered	2.0 - 10.0	2.05 - 2.51	0.1 - 4	2.5 – 100
Highly/completely weathered	> 10.0	< 2.05	< 0.1	< 2.5
*Slightly weathered				

Tabel 2. 10 Physical properties of fresh rock materials (Sumber: http://lmrwww.epfl.ch/en/ensei/Rock_Mechanics/ENS_080312_EN_JZ_Notes_Chapter_4.pd)

Rock	Dry Density (g/cm^3)	Porosity (%)	Schmidt Hardness Index	Cerchar Abrasivitiy Index	P-Wave Velocity (m/s)	S-Wave Velocity (m/s)	Coefficient of Permeability (m/s)
Igneous							
Granite	2.53 – 2.62	1.02 – 2.87	54 – 69	4.5 – 5.3	4500 – 6500	3500 – 3800	$10^{-14} – 10^{-12}$
Diorite	2.80 – 3.00	0.10 – 0.50		4.2 – 5.0	4500 – 6700		$10^{-14} – 10^{-12}$
Gabbro	2.72 – 3.00	1.00 – 3.57		3.7 – 4.6	4500 – 7000		$10^{-14} – 10^{-12}$
Rhyolite	2.40 – 2.60	0.40 – 4.00					$10^{-14} – 10^{-12}$
Andesite	2.50 – 2.80	0.20 – 8.00	67	2.7 – 3.8	4500 – 6500		$10^{-14} – 10^{-12}$
Basalt	2.21 – 2.77	0.22 – 22.1	61	2.0 – 3.5	5000 – 7000	3660 – 3700	$10^{-14} – 10^{-12}$
Sedimentary							
Conglomerate	2.47 – 2.76			1.5 – 3.8			$10^{-10} – 10^{-8}$
Sandstone	1.91 – 2.58	1.62 – 26.4	10 – 37	1.5 – 4.2	1500 – 4600		$10^{-10} – 10^{-8}$
Shale	2.00 – 2.40	20.0 – 50.0		0.6 – 1.8	2000 – 4600		
Mudstone	1.82 – 2.72		27				$10^{-11} – 10^{-9}$
Dolomite	2.20 – 2.70	0.20 – 4.00			5500		$10^{-12} – 10^{-11}$
Limestone	2.67 – 2.72	0.27 – 4.10	35 – 51	1.0 – 2.5	3500 – 6500		$10^{-13} – 10^{-10}$
Metamorphic							
Gneiss	2.61 – 3.12	0.32 – 1.16	49	3.5 – 5.3	5000 – 7500		$10^{-14} – 10^{-12}$
Schist	2.60 – 2.85	10.0 – 30.0	31	2.2 – 4.5	6100 – 6700	3460 – 4000	$10^{-11} – 10^{-8}$
Phyllite	2.18 – 3.30						
Slate	2.71 – 2.78	1.84 – 3.64		2.3 – 4.2	3500 – 4500		$10^{-14} – 10^{-12}$
Marble	2.51 – 2.86	0.65 – 0.81			5000 – 6000		$10^{-14} – 10^{-11}$
Quartzite	2.61 – 2.67	0.40 – 0.65		4.3 – 5.9			$10^{-14} – 10^{-13}$

Tabel 2. 11 Mechanical properties of rock materials (Sumber: http://lmrwww.epfl.ch/en/ensei/Rock_Mechanics/ENS_080312_EN_JZ_Notes_Chapter_4.pd)

Rock	UC Strength (MPa)	Tensile Strength (MPa)	Elastic Modulus (GPa)	Poisson's Ratio	Strain at Failure (%)	Point Load Index $I_{s(50)}$ (MPa)	Fracture Mode I Toughness
Igneous							
Granite	100 – 300	7 – 25	30 – 70	0.17	0.25	5 – 15	0.11 – 0.41
Dolerite	100 – 350	7 – 30	30 – 100	0.10 – 0.20	0.30		>0.41
Gabbro	150 – 250	7 – 30	40 – 100	0.20 – 0.35	0.30	6 – 15	>0.41
Rhyolite	80 – 160	5 – 10	10 – 50	0.2 – 0.4			
Andesite	100 – 300	5 – 15	10 – 70	0.2		10 – 15	
Basalt	100 – 350	10 – 30	40 – 80	0.1 – 0.2	0.35	9 – 15	>0.41
Sedimentary							
Conglomerate	30 – 230	3 – 10	10 – 90	0.10 – 0.15	0.16		
Sandstone	20 – 170	4 – 25	15 – 50	0.14	0.20	1 – 8	0.027 – 0.041
Shale	5 – 100	2 – 10	5 – 30	0.10			0.027 – 0.041
Mudstone	10 – 100	5 – 30	5 – 70	0.15	0.15	0.1 – 6	
Dolomite	20 – 120	6 – 15	30 – 70	0.15	0.17		
Limestone	30 – 250	6 – 25	20 – 70	0.30		3 – 7	0.027 – 0.041
Metamorphic							
Gneiss	100 – 250	7 – 20	30 – 80	0.24	0.12	5 – 15	0.11 – 0.41
Schist	70 – 150	4 – 10	5 – 60	0.15 – 0.25		5 – 10	0.005 – 0.027
Phyllite	5 – 150	6 – 20	10 – 85	0.26			
Slate	50 – 180	7 – 20	20 – 90	0.20 – 0.30	0.35	1 – 9	0.027 – 0.041
Marble	50 – 200	7 – 20	30 – 70	0.15 – 0.30	0.40	4 – 12	0.11 – 0.41
Quartzite	150 – 300	5 – 20	50 – 90	0.17	0.20	5 – 15	>0.41

Tabel 2. 12 Selected equations for estimating deformation modulus of rock mass E_{mass}

Author	Equastions (GPa)
Bieniawski (1978)	For RMR > 50 $E_{mass} = 2RMR - 100$
Serafim and Pereira (1983)	For RMR < 50 $E_{mass} = 10^{\frac{RMR-10}{40}}$
Hoek and Brown (1977)	$E_{mass} = \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{\frac{GSI-10}{40}}$
Read et al. (1999)	$E_{mass} = 0.1\left(\frac{RMR}{10}\right)^3$
Ramamurthy (2001)	$E_{mass} = E_i \exp\left[(RMR - 100)\right]/17.4$
Ramamurthy (2001)	$E_{mass} = E_i \exp\left(0.8625 \log Q - 2.875\right)$
Barton (2002)	$E_{mass} = 10 Q_c^{1/3}$
Hoek et al. (2002)	$E_{mass} = \left(1 - \frac{D}{2}\right)\sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{\frac{GSI-10}{40}}$
Ramamurthy (2004)	$E_{mass} = E_i \exp - 0.0035\left[5(100 - RMR)\right]$
Ramamurthy (2004)	$E_{mass} = E_i \exp - 0.0035\left[250(1 - 0.3 \log Q)\right]$
Hoek and Diederichs (2006)	$E_{mass} = E_i\left(0.02 + \frac{1}{1 + e^{(60+15D-GSI)/11}}\right)$
Palmstrom dan Singh, The deformtion modulus	$E_{mass} = 8Q^{0.4}$

of rock masses (2001)	
RMR=rock mass rating Q= rock mass quality Qc= rock mass quality rating or normalized Q GSI= geological strength index σ_{ci} = uniaxial comprehensive strenght of intact rock E_i = Young's modulus D= disturbance factor	

2.2.5 Pemodelan Pada Batuan

Pemodelan pada batuan terdiri dari 3 model, antara lain:

- **Model Mohr Coulomb**

  Model yang sangat dikenal ini digunakan untuk pendekatan awal perilaku tanah dan batuan secara umum. Model ini meliputi lima parameter, terhadap yaitu modulus Young, E, dan angka Poisson, ν, kohesi, c, sudut geser, φ, dan sudut dilatansi, ψ.

- **Model Hoek and Brown**

  Model ini mengasumsikan bahwa massa bataun memiliki perilaku isotropik, hanya dapat digunakan pada massa batuan yang terdapat bidang-bidang diskontinuitas dengan jumlahnya tidak terlalu banyak sehingga perilku isotropik pada bidang diskontinuitas dapat diasumsikan.

- **Model Jointed Rock**

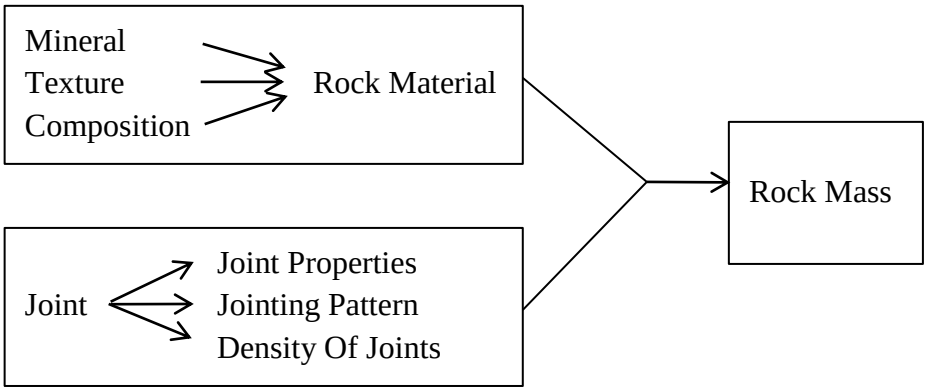
  Model ini merupakan model elastis-plastis dimana penggeseran plastis hanya dapat terjadi pada beberapa arah penggeseran tertentu saja. Model ini dapat digunakan untuk memodelkan perilaku dari batuan yang terstratifikasi atau batuan yang memiliki kekar (joint).

2.3 Struktur Geologi Batuan

2.3.1 Massa Batuan

Massa batuan merupakan volume batuan yang terdiri dari material batuan berupa mineral, tekstur dan komposisi dan juga terdiri dari bidang-bidang diskontinu, membentuk suatu material dan saling berhubungan dengan semua elemen sebagai

suatu kesatuan. Kekuatan massa batuan sangat dipengaruhi oleh frekuensi bidang-bidang diskontinu yang terbentuk, oleh sebab itu massa batuan akan mempunyai kekuatan yang lebih kecil bila dibandingkan dengan batuan utuh. Menurut Hoek & Bray (1981), massa batuan adalah batuan insitu yang dijadikan diskontinu oleh sistem struktur seperti joint, sesar dan bidang perlapisan. Konsep pembentukan massa batuan dituliskan oleh Palmstorm (2001) dalam sebuah tulisan yang berjudul Measurement and Characterization of Rock Mass Jointing yaitu seperti berikut:



Gambar 2. 50 Konsep Pembentukkan Massa Batuan (Palmstrom, 2001)

2.3.2 Struktur Batuan

Struktur batuan adalah gambaran tentang kenampakan atau keadaan batuan, termasuk di dalamnya bentuk atau kedudukannya. Berdasarkan kejadiannya, struktur batuan dapat dikelompokkan menjadi :

1. Struktur primer, yaitu struktur yang terjadi pada saat proses pembentukan batuan. Misalnya : bidang perlapisan silang (cross bedding) pada batuan sedimen atau kekar akibat pendinginan (cooling joint) pada batuan beku.
2. Struktur skunder, yaitu struktur yang terjadi kemudian setelah batuan terbentuk akibat adanya proses deformasi atau tektonik. Misalnya : lipatan (fold), patahan (fault) dan kekar (joint). Bidang diskontinu dapat ditemukan pada struktur primer maupun struktur skunder.

2.3.3 Bidang Diskontinu

Secara umum, bidang diskontinu merupakan bidang yang memisahkan massa batuan menjadi bagian yang terpisah. Menurut Priest (1993), pengertian bidang diskontinu adalah setiap bidang lemah yang terjadi pada bagian yang memiliki kuat tarik paling lemah dalam batuan. Menurut Gabrielsen (1990), kejadian bidang diskontinu tidak terlepas dari masalah perubahaan stress (tegangan), temperatur, strain (regangan), mineralisasi dan rekristalisasi yang terjadi pada massa batuan dalam waktu yang panjang.

Beberapa jenis bidang diskontinu yang digolongkan berdasarkan ukuran dan komposisinya adalah sebagai berikut :

1. Bidang Perlapisan *(Bedding)*
2. Patahan/Sesar *(Faults)*
3. Lipatan *(Folds)*
4. Kekar *(Joint)*
5. Bidang Ketidakselarasan *(Unconformity)*

2.3.3.1 Bidang Perlapisan

Bidang perlapisan hanya ditemukan pada batuan sedimen, yaitu suatu bidang yang memisahkan antara suatu jenis batuan tertentu dengan batuan lain yang diendapkan kemudian, misalnya batas antara lapisan batupasir dengan batu gamping, atau batas lapisan batu pasir yang satu dengan batu pasir lainnya yang dapat dibedakan. Biasanya batuan sedimen terdiri dari banyak sekali lapisan-lapisan yang berurutan dari tua ke muda, sehingga banyak pula bidang perlapisannya. Bidang perlapisan tersebut merupakan bagian yang lemah dibandingkan dengan kekuatan batuan sedimennya, karena itu dalam analisis kemantapan posisinya menjadi sangat penting.



Gambar 2. 51 Bidang perlapisan pada batuan (http://eggz-geologirls.blogspot.com/2012/01/tekstur-dan-struktur-serpih.html)

2.3.3.2 Patahan/Sesar (Faults)

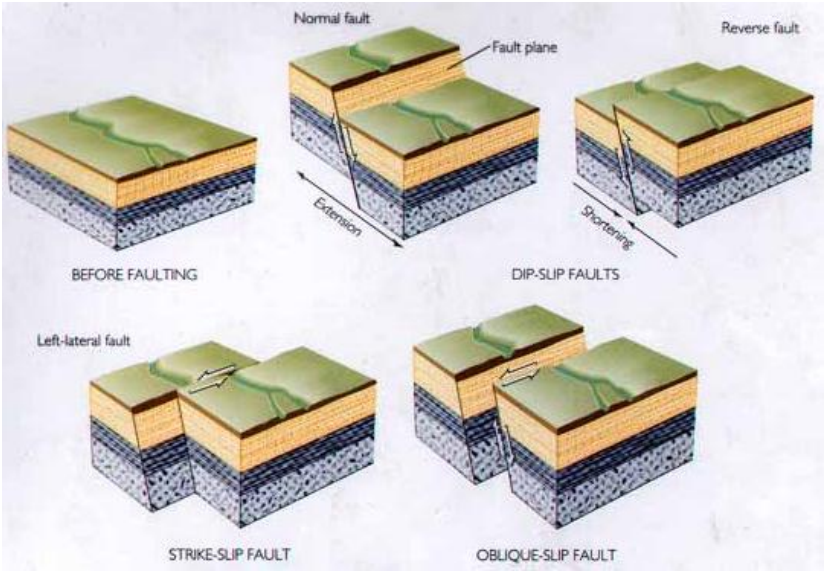
Patahan/sesar adalah struktur rekahan yang telah mengalami pergeseran. Umumnya disertai oleh struktur yang lain seperti lipatan, rekahan dsb. Adapun di lapangan indikasi suatu sesar / patahan dapat dikenal melalui :

- Gawir sesar atau bidang sesar
- Breksiasi, gouge, milonit,
- Deretan mata air
- Sumber air panas
- Penyimpangan/pergeseran kedudukan lapisan
- Gejala-gejala struktur minor seperti: cermin sesar, gores garis, lipatan dsb.

Sesar dapat dibagi kedalam beberapa jenis/tipe tergantung pada arah relatif pergeserannya. Selama patahan/sesar dianggap sebagai suatu bidang datar, maka konsep jurus dan kemiringan juga dapat dipakai, dengan demikian jurus dan kemiringan dari suatu bidang sesar dapat diukur dan ditentukan.

Berdasarkan pergeserannya, struktur sesar dalam geologi dikenal ada 3 jenis yaitu:

- Sesar Mendatar (Strike slip faults)
- Sesar Naik (Thrust faults)
- Sesar Turun (Normal faults)



Gambar 2. 52 Macam-macam struktur sesar dalam geologi (http://hmtgsttmi12.blogspot.com/2013/07/geologi-struktur_27.html)

Gambar diatas adalah blok diagram dari Sesar Naik (Reverse fault), Sesar Mendatar (Strike slip fault), Sesar Normal (Dip-slip fault dan Oblique-slip fault).

- Sesar Mendatar (Strike Slip Fault)

Sesar Mendatar (Strike Slip Fault) adalah sesar yang pergerakannya sejajar, blok bagian kiri relatif bergeser kearah yang berlawanan dengan blok bagian kanannya. Berdasarkan arah pergerakan sesarnya, sesar mendatar dapat dibagi menjadi 2 (dua) jenis sesar, yaitu:

- Sesar Mendatar Dextral (sesar mendatar menganan)

  Sesar Mendatar Dextral adalah sesar yang arah pergerakannya searah dengan arah perputaran jarum jam
- Sesar Mendatar Sinistral (sesar mendatar mengiri).

  Sesar Mendatar Sinistral adalah sesar yang arah pergeserannya berlawanan arah dengan arah perputaran jarum jam.

Pergeseran pada sesar mendatar dapat sejajar dengan permukaan sesar atau pergeseran sesarnya dapat membentuk sudut (dip-slip/oblique). Sedangkan bidang sesarnya sendiri dapat tegak lurus maupun menyudut dengan bidang horisontal.

- Sesar Naik (Thrust Fault)

Sesar Naik (Thrust Fault) adalah sesar dimana salah satu blok batuan bergeser ke arah atas dan blok bagian lainnya bergeser ke arah bawah disepanjang bidang sesarnya. Pada umumnya bidang sesar naik mempunyai kemiringan lebih kecil dari 45°.

- Sesar Turun (Normal fault)

Sesar Turun (Normal fault) adalah sesar yang terjadi karena pergeseran blok batuan akibat pengaruh gaya gravitasi. Secara umum, sesar normal terjadi sebagai akibat dari hilangnya pengaruh gaya sehingga batuan menuju ke posisi seimbang (isostasi). Sesar normal dapat terjadi dari kekar tension, release maupun kekar gerus

Berdasarkan Ada Tidaknya Gerakan Rotasi, sesar dibedakan menjadi:

- Sesar Translasi

  Masing-masing blok tidak ada gerak rotasi. Garis yang sejajar dengan blok lain tetap sejajar.

- Sesar Rotasi

  Terdapat gerak rotasi antara blok yang satu dengan yang lainnya. Ada titik yang tidak mengalami pergeseran.

Berdasarkan Rake Net Slip, sesar dibedakan menjadi :

- Strike Slip Fault: Arah gerakan sejajar bidang sesar
- Dip Slip Fault: Arah gerakan tegak lurus bidang sesar
- Diagonal Fault

Berdasarkan Pergerakan Sesarnya,maka dibedakan menjadi :

- Stick slip (tidak kontinyu): Sesar yang bergerak secara tiba-tiba dengan menyimpan energi besar seperti ini menyebabkan terjadinya gempa bumi.
- Stable sliding (kontinyu): Sesar yang disebabkan oleh adanya fluida yang menyebabkan gerakan terus berlangsung.

Secara umum bentang alam yang dikontrol oleh struktur patahan sulit untuk menentukan jenis patahannya secara langsung. Untuk itu, dalam hal ini hanya

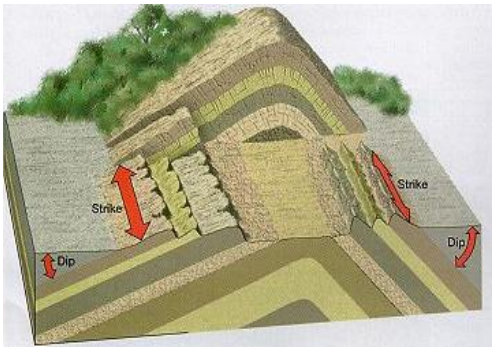
akan diberikan ciri umum dari kenampakan morfologi bentang alam struktural patahan, yaitu :

- Beda tinggi yang mencolok pada daerah yang sempit.
- Mempunyai resistensi terhadap erosi yang sangat berbeda pada posisi/elevasi yang hampir sama.
- Adanya kenampakan dataran/depresi yang sempit memanjang.
- Dijumpai sistem gawir yang lurus (pola kontur yang lurus dan (rapat).
- Adanya batas yang curam antara perbukitan/ pegunungan dengan dataran yang rendah.
- Adanya kelurusan sungai melalui zona patahan, dan membelok tiba-tiba dan menyimpang dari arah umum.
- Sering dijumpai (kelurusan) mata air pada bagian yang naik/terangkat.
- Pola penyaluran yang umum dijumpai berupa rectangular, trellis, concorted serta modifikasi ketiganya.
- Adanya penjajaran triangular facet pada gawir yang lurus.

2.3.3.3 Lipatan (Folds)

Lipatan adalah deformasi lapisan batuan yang terjadi akibat dari gaya tegasan sehingga batuan bergerak dari kedudukan semula membentuk lengkungan.

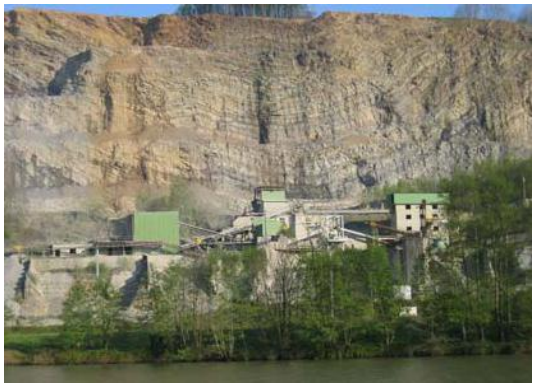
Pada sistem perlipatan maka lapisan batuan yang tadinya mendatar akan berubah posisinya menjadi miring dengan sudut kemiringan (dip) dan jurus (strike) yang bervariasi.



Gambar 2. 53 Dip dan Strike
(http://learnmine.blogspot.com/2013/04/geologi-struktur.html)

Berdasarkan bentuk lengkungannya lipatan dapat dibagi dua, yaitu:

- Lipatan Sinklin adalah bentuk lipatan yang cekung ke arah atas



Gambar 2. 54 Lipatan Sinklin (Syncline folds)
(http://shafprada-rizma.blogspot.com/2011_01_13_archive.html)

- Lipatan antiklin adalah lipatan yang cembung ke arah atas



Gambar 2. 55 Lipatan Antiklin (Anticline folds)
(http://shafprada-rizma.blogspot.com/2011_01_13_archive.html)

Berdasarkan kedudukan garis sumbu dan bentuknya, lipatan dapat dikelompokkan menjadi :

- Lipatan Paralel adalah lipatan dengan ketebalan lapisan yang tetap.
- Lipatan Similar adalah lipatan dengan jarak lapisan sejajar dengan sumbu utama.
- Lipatan Harmonik atau Disharmonik adalah lipatan berdasarkan menerus atau tidaknya sumbu utama.

- Lipatan Ptigmatik adalah lipatan terbalik terhadap sumbunya.
- Lipatan Chevron adalah lipatan bersudut dengan bidang planar.
- Lipatan Isoklin adalah lipatan dengan sayap sejajar.
- Lipatan Klin Bands adalah lipatan bersudut tajam yang dibatasi oleh permukaan planar.

2.3.3.4 Kekar (Joint)

Kekar adalah suatu fracture (retakan pada batuan) yang relatif tidak mengalami pergeseran pada bidang rekahnya, yang disebabkan oleh gejala tektonik maupun non tektonik (Ragan, 1973).

Kekar merupakan salah satu struktur yang paling umum dijumpai pada batuan yang terbentuk pada batuan akibat suatu gaya yang bekerja pada batuan tersebut dan belum mengalami pergeseran, biasanya berbentuk lurus atau planar.

Joint set adalah kumpulan kekar pada satu tempat atau pada suatu batuan yang memiliki ciri khas yang dapat dibedakan dengan joint set lainnya.

Secara umum dicirikan oleh:

– Pemotongan bidang perlapisan batuan
– Biasanya terisi mineral lain (mineralisasi) seperti kalsit, kuarsa dsb
– Kenampakan breksiasi. Struktur kekar dapat dikelompokkan berdasarkan sifat dan karakter retakan/rekahan serta arah gaya yang bekerja pada batuan tersebut.

Kekar dapat terjadi pada semua jenis batuan, dengan ukuran yang bervariasi dari beberapa millimeter (kekar mikro) hingga ratusan kilometer (kekar mayor). Sedangkan yang berukuran beberapa meter disebut dengan kekar minor. Kekar dapat terjadi akibat adanya proses tektonik, proses perlapukan dan perubahan temperature yang signifikan. Kekar merupakan jenis struktur batuan yang berbentuk bidang pecah. Sifat dari bidang ini memisahkan batuan menjadi bagian-bagian yang terpisah. Tetapi tidak mengalami perubahan posisinya. Sehingga menjadi jalan atau rongga atau kesarangan batuan yang dapat dilalui cairan dari luar beserta materi lain seperti air, gas dan unsur-unsur lain yang menyertainya.

Klasifikasi kekar atau joint terdiri dari beberapa klasifikasi yaitu :

1. Berdasarkan Cara Terbentuknya:

   - Srinkage Joint (Kekar Pengkerutan)

   Srinkage joint adalah kekar yang disebab kan karena gaya pengerutan yang timbul akibat pendinginan (kalau pada batuan beku terlihat dalam bentuk kekar tiang/kolom) atau akibat pengeringan (seperti pada batuan sedimen). Kekar ini biasanya berbentuk polygonal yang memanjang.



Gambar 2. 56 Srinkage Joint
(http://penambang007.blogspot.com/2011/05/v-behaviorurldefaultvmlo.html)

   - Kekar Lembar (Sheet Joint)

   Kekar lembar yaitu sekumpulan kekar yang kira-kira sejajar dengan permukaan tanah. Kekar seperti ini terjadi terutama pada batuan beku. Sheet joint terbentuk akibat penghilangan beban batuan yang tererosi. Penghilangan beban pada sheet joint terjadi akibat :

   1. Batuan beku belum benar-benar membeku secara menyeluruh
   2. Proses erosi yang dipecepat pada bagian atas batuan beku
   3. Adanya peristiwa intrusi konkordan (sill) dangkal



Gambar 2. 57 Sheet Joint
(http://penambang007.blogspot.com/2011/05/v-behaviorurldefaultvmlo.html)

2. Berdasarkan Bentuknya

- Kekar Sistematik

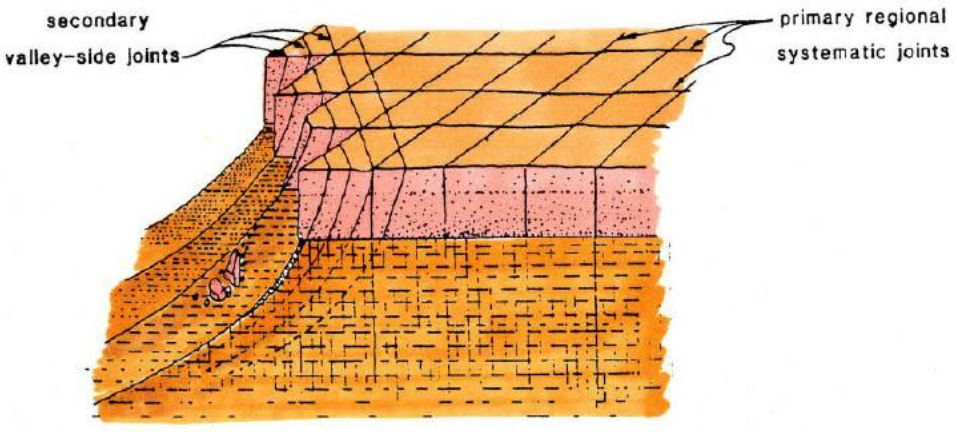
Kekar sistematik yaitu keakar dalam bentuk berpasangan arahnya sejajar satu dengan yang lainnya .



Gambar 2. 58 Sistematik Joint
(http://tambangunp.blogspot.com/2013/03/kekar-joint-fracture-rekahan.html)

- Kekar Non Sistematik

Kekar non sistematik yaitu kekar yang tidak teratur biasanya melengkung dapat saling bertemu atau bersilangan di antara kekar lainnya atau tidak memotong kekar lainnya dan berakhir pada bidang perlapisan



Gambar 2. 59 Non Sistematik Joint
(http://tambangunp.blogspot.com/2013/03/kekar-joint-fracture-rekahan.html)

3. Kekar Berdasarkan Cara Terjadinya (Ganesanya)

- Kekar Kolom

Kekar Kolom umumnya terdapat pada batuan basalt, tetapi kadang juga terdapat pada batuan beku jenis lainnya. Kolom-kolom ini berkembang tegak lurus pada permukaan pendinginan, sehingga pada sill atau aliran tersebut akan berdiri vertikal sedangkan pada dike kurang lebih akan horizontal, dengan mengukur sumbu kekar kolom kita dapat merekonstruksi bentuk dari bidang pendinginan dan struktur batuan beku.



Gambar 2. 60 Kekar Kolom
(http://tambangunp.blogspot.com/2013/03/kekar-joint-fracture-rekahan.html)

- Kekar Gerus

Kekar Gerus (Shear Joint), yaitu kekar yang terjadi akibat stress yang cenderung mengelincirkan bidang satu sama lainnya yang berdekatan.

Ciri-ciri di lapangan :

– Biasanya bidangnya licin.
– Memotong seluruh batuan.
– Memotong komponen batuan.
– Biasanya ada gores garis.
– Adanya joint set berpola belah ketupat.



Gambar 2. 61 Kekar Gerus
(http://tambangunp.blogspot.com/2013/03/kekar-joint-fracture-rekahan.html)

- Kekar Lembar

Kekar lembar (sheet joint) adalah sekumpulan kekar yang kira-kira sejajar dengan permukaan tanah, terutama pada batuan beku. Terbentuknya kekar ini akibat penghilangan beban batuan yang tererosi. Penghilangan beban pada kekar ini terjadi akibat:

– Batuan beku belum benar-benar membeku secara menyeluruh
– Tiba-tiba diatasnya terjadi erosi yang dipercepat
– Sering terjadi pada sebuah intrusi konkordan (sill) dangkal

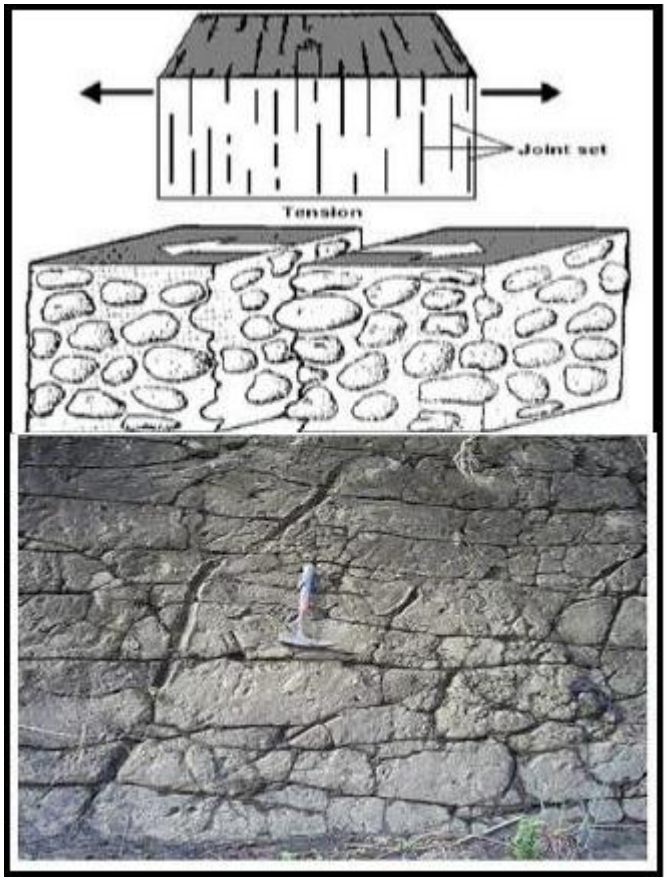
- Kekar Tarik (Esktension Joint dan Release Joint)

Kekar Tarik (Tensional Joint), yaitu kekar yang terbentuk dengan arah tegak lurus dari gaya yang cenderung untuk memindahkan batuan (gaya tension).

Hal ini terjadi akibat dari stress yang cenderung untuk membelah dengan cara menekannya pada arah yang berlawanan, dan akhirnya kedua dindingnya akan saling menjauhi.

Ciri-ciri dilapangan :

- Bidang kekar tidak rata.
- Selalu terbuka.
- Polanya sering tidak teratur, kalaupun teratur biasanya akan berpola kotak-kotak.
- Karena terbuka, maka dapat terisi mineral yangkemudian disebut vein.

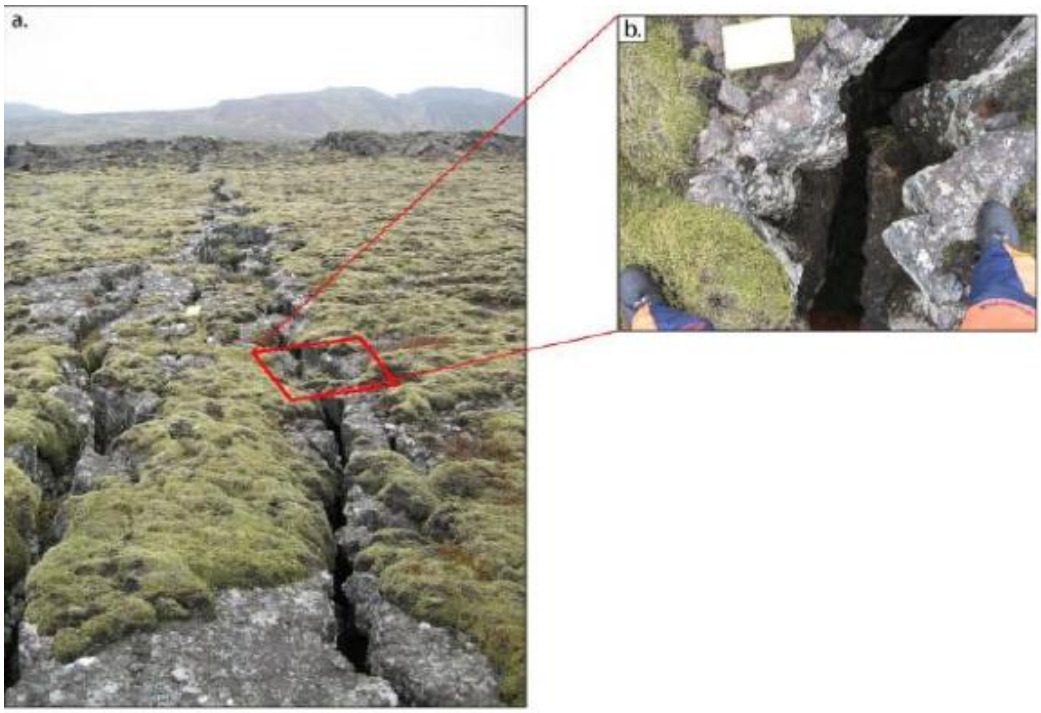


Gambar 2. 62 Kekar Tarik
(http://tambangunp.blogspot.com/2013/03/kekar-joint-fracture-rekahan.html)

Kekar tarik dapat dibedakan atas:

- Tension Fracture, yaitu kekar tarik yang bidang rekahannya searah dengan tegasan.
- Release Fracture, yaitu kekar tarik yang terbentuk akibat hilangnya atau pengurangan tekanan, orientasinya tegak lurus terhadap gaya utama.

Struktur ini biasanya disebut STYLOLITE.



Gambar 2. 63 Extension Joint
(http://tambangunp.blogspot.com/2013/03/kekar-joint-fracture-rekahan.html)

- Kekar Hybrid

Kekar Hibrid (Hybrid Joint) merupakan campuran dari kekar gerus dan kekar tarikan dan pada umumnya rekahannya terisi oleh mineral sekunder.

4. Berdasarkan Genesa & Keaktifan Gaya yang membentuknya
   - Kekar Orde Pertama

   Kekar orde pertama adalah kekar yang dihasilkan langsung dari gaya pembentuk kekar .Umumnya mempunyai bentuk dan pola yang teratur dan ukurannya relative besar .
   - Kekar Orde Kedua

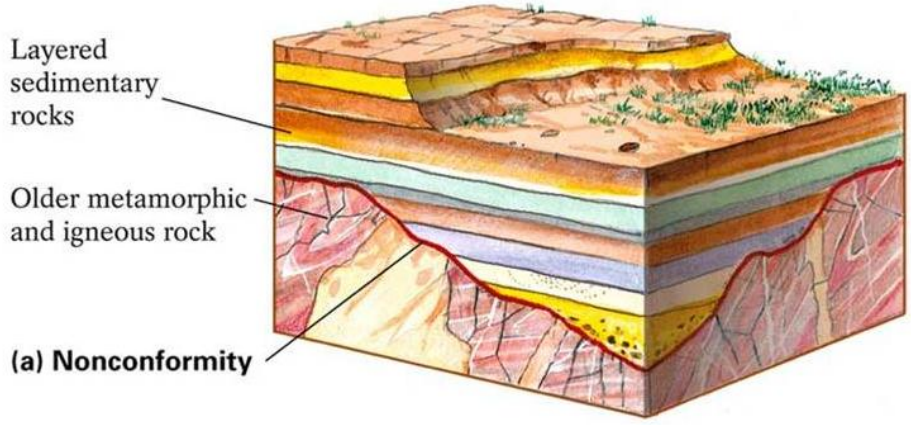
   Kekar orde kedua adalah kekar sebagai hasil pengaturan kembali atau pengaruh gaya balik atau lanjutan untuk mencapai kesetimbangan massa batuan .

2.3.3.5 Bidang Ketidakselarasan *(Unconformity)*

Dalam stratigrafi ada suatu fenomena yang disebut dengan ketidakselarasan *(unconformity)*. Ketidakselarasan berhubungan dengan sedimentasi antara satu lapisan batuan dengan batuan lain. Dalam proses sedimentasi, jika sedimentasi normal maka alur perlapisan batuan akan terlihat normal dan tidak ada perbedaan yang mencolok tiap lapisan. Akan tetapi kadangkala terdapat kasus dimana sedimentasi hilang pada satu waktu sehingga terjadi ketidakselarasan *(unconformity)* antara lapisan atas dan bawah. Berikut adalah beberapa macam ketidakselarasan:

- *Nonconformity*

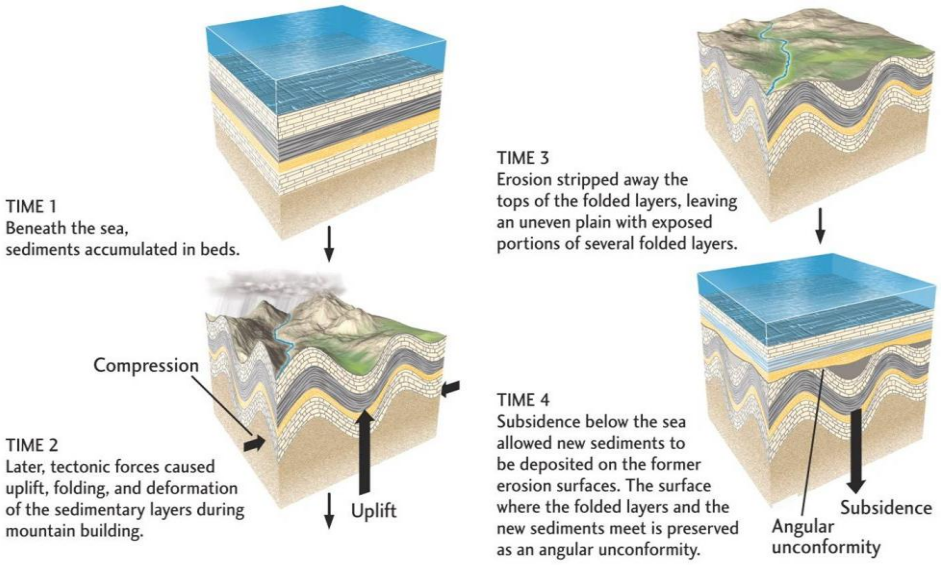
  Nonconformity adalah fenomena adanya lapisan batuan beku/metamorf yang dibawah lapisan sedimen.



Gambar 2. 64 *Nonconformity*
(http://medlinkup.wordpress.com/2011/09/25/ketidakselarasan-unconformity/)

- Ketidakselarasan sudut *(Angular unconformity)*

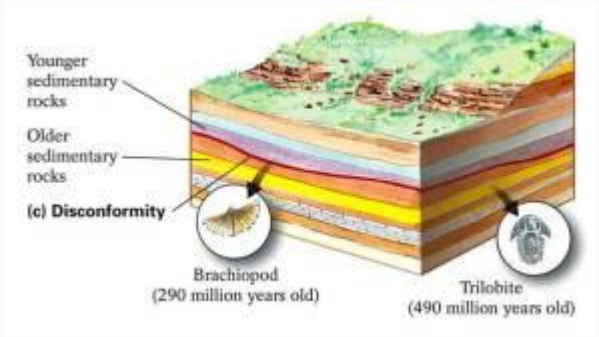
  Ketidakselarasan sudut *(Angular unconformity)* adalah fenomena dimana beberapa lapisan sedimen memiliki perbedaan sudut yang tajam dengan lapisan di atasnya (ketidakselarasan menyudut).



Gambar 2. 65 Ketidakselarasan sudut *(Angular unconformity)* (http://medlinkup.wordpress.com/2011/09/25/ketidakselarasan-unconformity/)

- *Disconformity*

Disconformity adalah hubungan antara lapisan batuan sedimen yang dipisahkan oleh bidang erosi. Fenomena ini terjadi karena sedimentasi terhenti beberapa waktu dan mengakibatkan lapisan paling atas tererosi sehingga menimbulkan lapisan kasar.

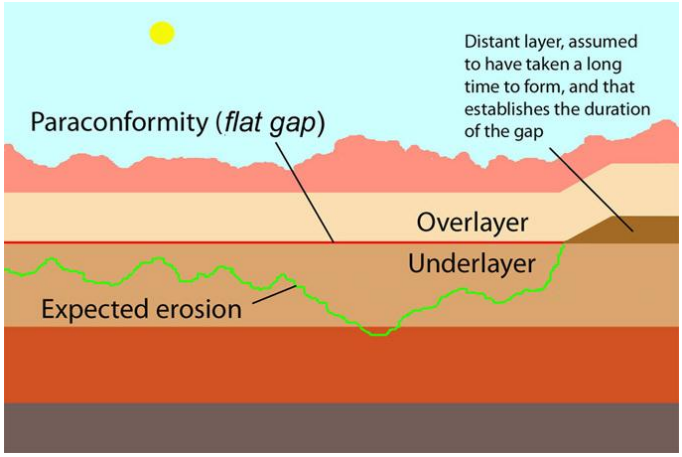


Gambar 2. 66 *Disconformity* (http://medlinkup.wordpress.com/2011/09/25/ketidakselarasan-unconformity/)

- *Paraconformity*

Paraconformity adalah hubungan antara dua lapisan sedimen yang bidang ketidakselarasannya sejajar dengan perlapisan sedimen. Pada kasus ini sangat sulit sekali melihat batas ketidakselarasannya karena tidak ada batas bidang erosi. Cara yang digunakan untuk melihat keganjilan antara lapisan tersebut

adalah dengan melihat fosil di tiap lapisan. Karena setiap sedimen memiliki umur yang berbeda dan fosil yang terkubur di dalamnya pasti berbeda jenis.



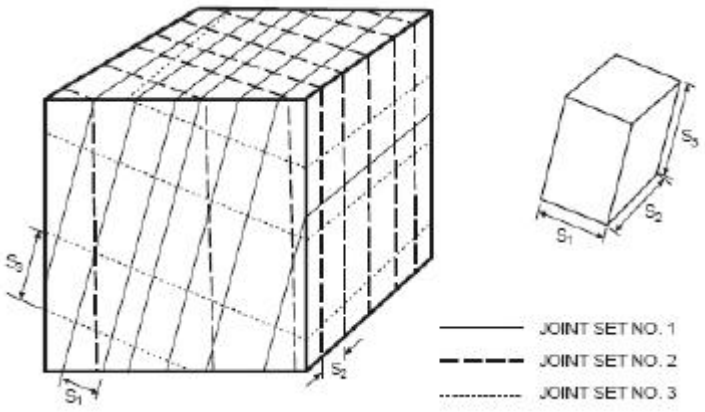
Gambar 2. 67 *Paraconformity*
(http://www.origins.org.ua/page.php?id_story=1260)

Bidang-bidang diskontinu yang telah diuraikan di atas inilah yang berpengaruh terhadap kekuatan dari batuan. Dari semua jenis bidang diskontinu yang ada, joint adalah yang paling sering menjadi pertimbangan. Hal ini disebabkan joint merupakan bidang diskontinu yang telah pecah dan terbuka, sehingga bidang joint merupakan bidang yang lemah. Selain itu joint sering bahkan hampir selalu ada pada suatu massa batuan. Oleh sebab itu, dalam pertimbangan geoteknik, seringkali joint lebih menjadi perhatian dibandingkan jenis bidang diskontinu lainnya.

Dalam analisis bidang diskontinu terdapat beberapa istilah yang biasa dipakai secara umum. Berikut ini akan dibahas beberapa poin yang berkaitan dengan bidang diskontinu.

1. Joint Set

Joint Set adalah sejumlah joint yang memiliki orientasi yang relatif sama, atau sekelompok joint yang paralel.



Gambar 2. 68
Diagram Blok dengan 3 Joint Set

Pada Gambar 2.56 di atas, tampak sebuah blok batuan yang memiliki tiga joint set, masing-masing joint set 1, 2 dan 3.

2. Spasi Bidang Diskontinu (Joint Spacing)

Menurut Priest (1993) ada tiga macam spasi bidang diskontinu. Ketiga macam joint spacing tersebut adalah spasi total (total spacing), spasi set (set/joint set spacing) dan spasi set normal (normal set spacing).

- Total spacing adalah jarak antar bidang diskontinu dalam suatu lubang bor atau sampling line pada pengamatan di permukaan.
- Joint set spacing adalah jarak antara bidang diskontinu dalam satu joint set. Jarak diukur di sepanjang lubang bor atau sampling line pada pengamatan di permukaan.
- Normal set spacing hampir sama dengan set spacing, bedanya pada normal set spacing, jarak yang diukur adalah jarak tegak lurus antara satu bidang diskontinu dengan bidang diskontinu lainnya yang ada dalam satu joint set.
- Berdasarkan pengertian Priest ini maka pada Gambar 2.56 di atas, ketiga spasi yang ada merupakan normal set spacing.

3. Orientasi Bidang Diskontinu (Joint Orientation)

Orientasi bidang diskontinu yaitu kedudukan dari bidang diskontinu yang meliputi arah dan kemiringan bidang. Arah dan kemiringan dari bidang diskontinu biasanya dinyatakan dalam (Strike/Dip) atau (Dip Direction/Dip).

– Strike (jurus)

Merupakan arah dari garis horizontal yang terletak pada bidang diskontinu yang miring. Arah ini diukur dari utara searah jarum jam ke arah garis horizontal tersebut.

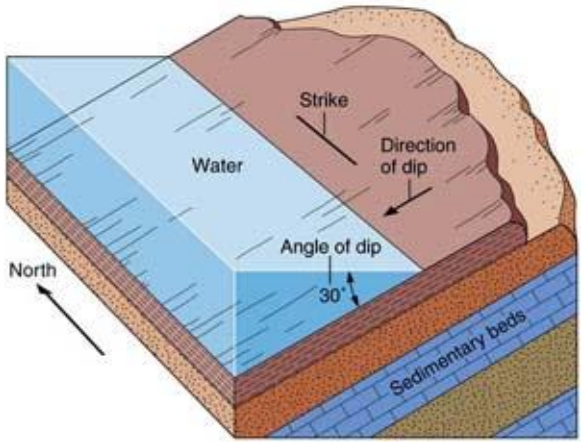
– Dip Direction

Dip direction merupakan arah penunjaman dari bidang diskontinu. Dip Direction (DDR) diukur dari North searah jarum jam ke arah penunjaman tersebut atau sama dengan 90 derajat dari strike searah jarum jam ke arah penunjaman.

DDR = Strike + 90

– Dip (kemiringan bidang)

Dip adalah sudut yang diukur dari bidang horizontal ke arah kemiringan bidang diskontinu.



Gambar 2. 69 Strike dan Dip
(http://faculty.chemeketa.edu/afrank1/structure_time/strike%20and%20dip.htm)

2.4 Metode Analisis dan Desain Terowongan

Berikut ini adalah beberapa metode analisis dan desain terowongan:

2.4.1 Metode Analitis

Massa batuan dimana bukan untuk terowongan akan dilakukan dapat dipandang sebagai kontinua atau diskontinua. Satu kontinua adalah material dimana sifat-sifat mekanis material seperti tegangan atau kerapatannya dapat digunakan untuk menentukan perilaku material secara teknis. Apabila massa tersebut dianggap kontinua, perilaku terowongan dapat didekati dengan analisis berdasarkan mekanika kontinua, teori elastisitas dan teori plastisitas.

2.4.1.1 Metode Elastis

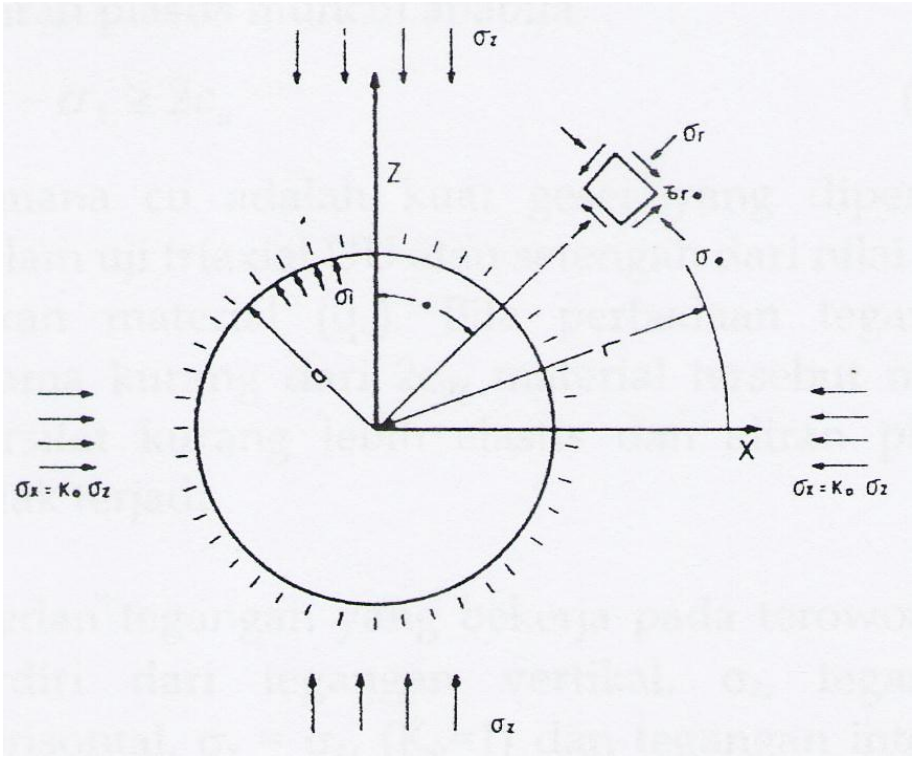
Aplikasi teori elastis pada batuan dapat dilakukan dengan menentukan hubungan antara tegangan-tegangan dan regangan. Hubungan ini ditentukan berdasarkan pembebanan awal (E_0, pada kurva regangan-tegangan) atau pada siklus beban berikutnya dimana sifat strain hardening, terlihat pada kurva tegangan-regangan tersebut. Konstanta elastis lain yang diperlukan adalah angka Poisson μ, dalam geologi sifat tersebut dapat bervariasi tergantung pada tegangan dan siklus pembebanan.

Teori elastis memungkinkan penentuan kondisi tegangan disekeliling rongga berupa lingkaran didalam material yang elastis. Pada kondisi plane strain Kirsch memberi solusi tegangan ultimit disekitar tunnel sebagai berikut:

$$\sigma_r = \frac{1}{2}\sigma_z\left[(1+K_0)\left(1-\frac{a^2}{r^2}\right)+(1-K_0)\left(1+3\frac{a^4}{r^4}-4\frac{a^2}{r^2}\right)\cos 2\theta\right]$$

$$r_\theta = \frac{1}{2}\sigma_z\left[(1+K_0)\left(1-\frac{a^2}{r^2}\right)-(1-K_0)\left(1+3\frac{a^4}{r^4}\right)\cos 2\theta\right]$$

$$\tau_{r\theta} = -\frac{1}{2}\sigma_z(1-K_0)\left(1-3\frac{a^4}{r^4}+2\frac{a^2}{r^2}\right)\sin 2\theta$$



Gambar 2. 70 Penamaan tegangan-tegangan berdasarkan solusi Kirsch pada lubang silindris di dalam medium elastis yang isotropis dan homogen (Paulus P.Raharjo, 2004)

Pada dinding terowongan, tegangan dapat diperoleh dengan menyederhanakan pesamaan diatas dengan mengambil r=a.

$$\sigma_r = 0 = \tau_{r\theta}$$

$$\sigma_\theta = \sigma_z\left[(1+K_0) - 2(1+K_0)\cos 2\theta\right]$$

Pada mahkota terowongan $(\theta = 0)$

$$\sigma_r = 0 = \tau_{r\theta}$$

$$\sigma_\theta = \sigma_z(3K_0 - 1)$$

Dapat ditunjukan disini bahwa $\sigma_\theta = 0$, bila $K_0 = 1/3$. Jika $K_0 < 1/3$, berdasarkan analisis ini fisur akan terbuka di puncak terowongan. Dree dkk, 1969 juga memberikan persamaan untuk menghitung deformasi disekitar terowongan sebagai konsekuensi kondisi tegangan tersebut. Pada jarak r dari pusat lingkaran terowongan yang tidak disokong, pergerakan radial kearah dalam yang diakibatkan oleh galian terowongan dengan diameter a, menurut teori di atas adalah sebagai berikut:

$$u = \sigma_z \frac{1+\mu}{E} a$$

Pada dinding terowongan dimana r=a, peralihan radial tersebut adalah sebesar

$$u = \sigma_z \frac{1+\mu}{E} a$$

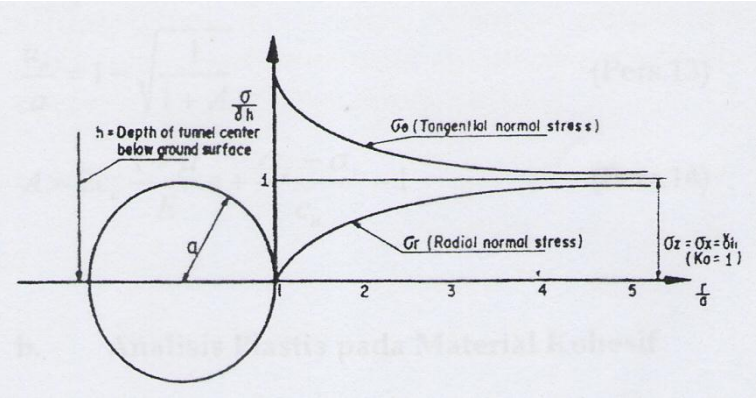
Perihal tangensial (disekeliling terowongan adalah 0).

Bila didalam terowongan terdapat tegangan sebesar σ_i pada mahkota terowongan, persamaan $u = \sigma_z \frac{1+\mu}{E} a$ dapat digunakan untuk menghitung peralihan dengan mensubtitusi $\sigma_z = -\sigma_i$. Peralihan radial rata-rata disekitar dinding terowongan adalah

$$u = \frac{1}{2}(1+K_0)\sigma_z a \frac{1+\mu}{E}$$

Gambar 2.59 Menunjukkan distribusi tegangan disekitar rongga lingkaran berdasarkan persamaan Kirsch dimana nilai $\sigma_z = \sigma_x$ dan $K_0 = 1$

Dalam praktek metode elastis jarang digunakan apabila kondisi tanah dan batuan tidak homogen, tidak isotropis dan tidak linier. Namun demikian Cording menyarankan bahwa solusi ini masih berguna untuk menentukan regangan-regangan maupun peralihan pada terowongan di dalam batuan kompeten.



Gambar 2. 71 Distribusi tegangan disekitar terowongan lingkarna pada media elastis, isotropic, dan homogen (Paulus P.Raharjo, 2004)

2.4.1.2 Metode Plastis dan Elastoplastis

Terowongan adalah suatu struktur dimana analisis berdasarkan metode plastis memberikan aplikasi yang menjanjikan. Pada kenyataan dilapangan dimana

terbentuk kondisi plastis di sekitar rongga terowongan, perhitungan untuk sistem sokongan dapat memanfaatkan teori tersebut.

Didalam analisis plastis umumnya dianggap nilai $\sigma_z = \sigma_x, (K_0 = 1)$. Berat dari material galian diabaikan dan diasumsikan tegangan normal dalam arah sumbu terowongan dianggap sebagai tegangan utama. Kondisi aliran plastis menurut Tresca digunakan untuk material kohesif $(\theta = 0)$.

2.4.1.2.1 Analisis Plastis pada Material Kohesif

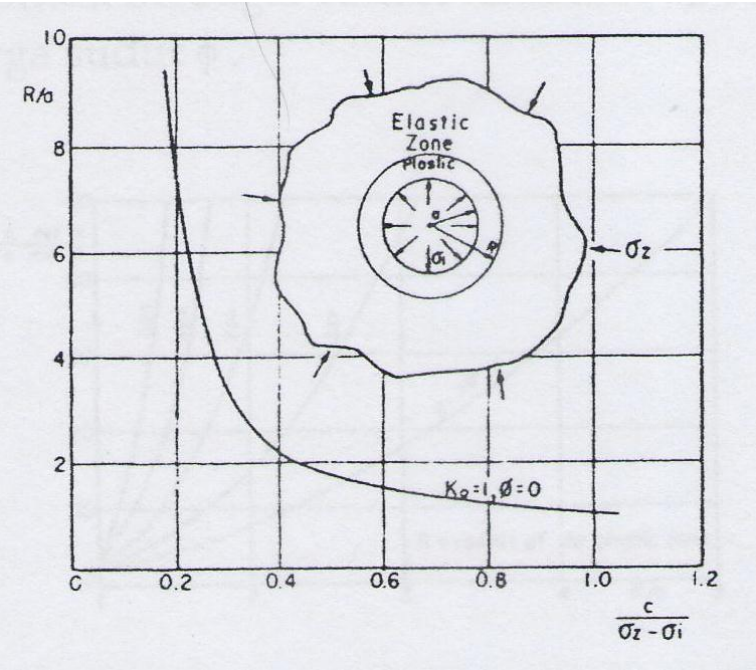
Aliran plastis muncul apabila

$$\sigma_1 - \sigma_3 \geq 2c_u$$

Dimana cu adalah kuat geser yang diperoleh dalam uji triaxial UU atau setengah dari nilai kuat tekan material (q_u). Bila perbedaan tegangan utama kurang dari $2c_u$, material tersebut masih bersifat kurang lebih elastis dan aliran plastis tidak terjadi.

Medan tegangan yang bekerja pada terowongan terdiri dari tegangan vertikal, σ_z, tegangan horizontal, $\sigma_z = \sigma_x, (K_0 = 1)$ dan tegangan internal σ_i, bekerja dari dalam rongga terowongan.

Bila $\sigma_z - \sigma_x \leq c_u$, zona plastis tidak terbentuk, tetapi bila $\sigma_z - \sigma_x > c_u$, daerah plastis akan terbentuk hingga sejauh R dari pusat terowongan. Daerah plastis disekitar lingkaran terowongan pada material kohesif dapat dilihat pada gambar di bawah ini:



Gambar 2. 72 Daerah plastis disekitar lingkaran terowongan pada material kohesif (Dree, 1969)

Berdasarkan teori tersebut

$$R = ae^{\frac{\sigma_z - \sigma_i}{2c_u} - \frac{1}{2}}$$

Pada daerah plastis, dimana $a \le r \le R$ diperoleh tegangan-tegangan sebesar

$$\sigma_r = \sigma_i + 2c_u \ln \frac{r}{a}$$

$$\sigma_\theta = \sigma_r + 2c_u$$

$$\sigma_y = \frac{1}{2}(\sigma_r + \sigma_0)$$

σ_y adalah tegangan normal yang bekerja dalam arah sumbu terowongan. Zona plastis diasumsikan tidak mengalami perubahan volume kecuali perubahan tegangan-tegangan $(\mu = 1/2)$.

Tegangan geser $\tau_{r\theta}$ pada semua titik. Pada perbatasan antara zona elastis dan plastis:

$$\sigma_R = \sigma_z - c_u$$

Apabila tidak terdapat tegangan di dalam terowongan $\sigma_i = 0$ maka radius pada zona plastis menjadi:

$$R = ae^{\frac{1}{2}\left(\frac{\sigma_z}{c_u}-1\right)}$$

Peralihan antara perbatasan antara zona plastis dan elastis menuju ke pusat terowongan (pergerakan radial) adalah

Apabila dilkukan pembagian tegangan σ_i dari dalam terowongan, yang dalam hal ini bisa berasal dari sistem sokongan ke sekeliling terowongan, peralihan radial pada dinding rongga kearah pusat menjadi:

$$\frac{U_a}{a} = 1 - \sqrt{\frac{1}{1+A}}$$

$$A = 2c_u \frac{1+\mu}{E} e + \frac{\sigma_z - \sigma_i}{c_u} - 1$$

2.4.1.2.2 Analisis Plastis pada Material Non Kohesif

Kriteria keruntuhan menurut Mohr-Coulomb dapat ditulis

$$\sigma_i = \sigma_3 \frac{1+\sin\phi}{1-\sin\phi} + \frac{2c\cos\phi}{1-\sin\phi}$$

Disini asumsi yang diberikan juga sama $\sigma_z = \sigma_x$, $\mu = 0.5$.

Berdasarkan teori tersebut, zona plastis tidak terbentuk apabila:

$$\sigma_z \le \frac{\sigma_i + c\cos\phi}{1-\sin\phi}$$

Apabila σ_z lebih besar dari harga tersebut maka zona plastis terbentuk dengan radius sebagai berikut:

$$R = a\left[(1-\sin\phi)\frac{\sigma_z + c\cot\phi}{\sigma_i + c\cot\phi}\right]^{\frac{1-\sin\phi}{2\sin\phi}}$$

Di dalam zona plastis $(a \le r \le R)$ tegangan-tegangan adalah:

$$\sigma_r = -c\cot\phi + (\sigma_i + c\cot\phi)\left(\frac{r}{a}\right)^{\frac{2\sin\phi}{1-\sin\phi}}$$

$$\sigma_\theta = -c\cot\phi + (\sigma_i + c\cot\phi)\frac{1+\sin\phi}{1-\sin\phi}\left(\frac{r}{a}\right)^{\frac{2\sin\phi}{1-\sin\phi}}$$

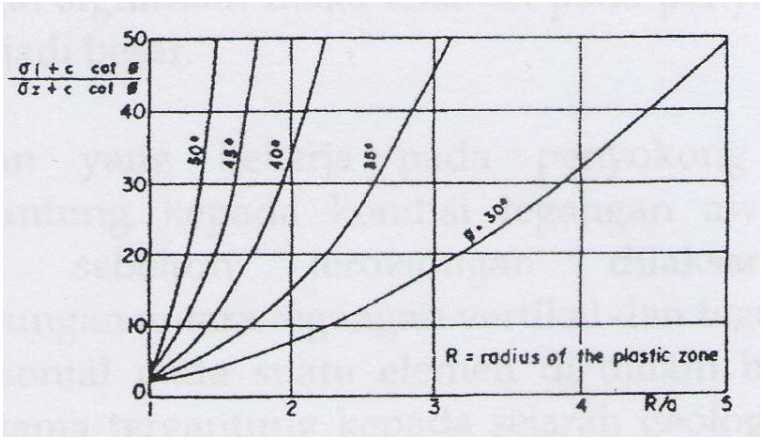
$$\sigma_y = \frac{1}{2}(\sigma_r + \sigma_\theta)$$

Pada perbatasan antara zona plastis dan elastis berdasarkan teganagn adalah sebagai berikut:

$$\sigma_r = \sigma_z(1 - \sin\phi) - c\cos\phi\,(\text{radial})$$

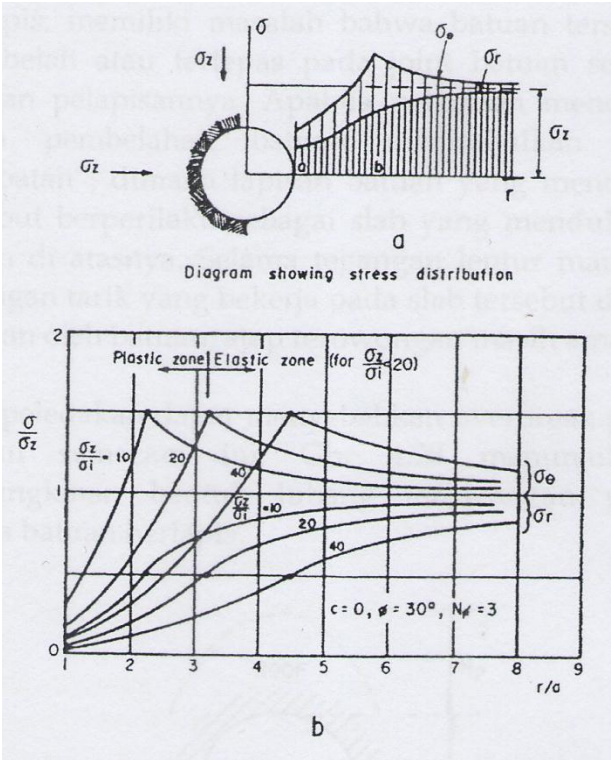
$$\sigma_\theta = \sigma_z(1 + \sin\phi) + c\cos\phi\,(\text{tangensial})$$

Deere dkk (1969) memberikan radius dari zona plastis untuk berbagai variasi nilai dari σ_z, σ_i, c, dan harga sudut ϕ.



Gambar 2. 73 Radius dari Zona plastis sebagai fungsi dari parameter tanah (Paulus P.Raharjo, 2004)

Di dalam persamaan-persamaan terdahulu dapat diperiksa bahwa apabila $\sigma_i = c = 0$, maka radius dari zona plastis menjadi tak terbatas. Hal ini berarti bahwa rongga akan tertutup. Persamaan ini menjadi sah hanya sejauh material tersebut mempunyai kekuatan geser selama proses aliran plastis. Hal ini memberikan konsekuensi bahwa pada kenyataannya tidak akan terjadi aliran plastis yang besar karena material akan mengalami kehancuran secara struktural dan reduksi kuat geser.



Gambar 2. 74 Distribusi tegangan disekeliling tegangan terowongan untuk kasus tertentu (Paulus P.Raharjo, 2004)

Tidak didapati studi teoritis yang menghitung kondisi selain $K_0 = 1$ atau dimana kedalaman terowongan diperhitungkan sebagai efek batas permukaan (Deere, 1969).

Berdasarkan teori plastisitas, peralihan radial kearah pusat terowongan pada batas antara zona plastis dan elastis dapat ditentukan sebagai berikut:

$$u_R = (\sigma_z - \sigma_R)\frac{1+\mu}{E} R$$

2.4.2 Metode Empirik

Metode empirik merupakan metode yang banyak digunakan pada saat ini. Metode empirik dirumuskan pertama kali oleh Terzaghi (seorang geologi teknik terkemuka dan perintis ilmu mekanika tanah dari Amerika Serikat) yang kemudian dikenal dengan sistem klasifikasi beban batuan Terzaghi (1946). Pengalaman membuktikan bahwa pada metode Tarzaghi ditemukan kelemahan dan kemudian dimodifikasi oleh Deere (1970). Sistem yang baru ini memperkenalkan teknologi penyangga batuan yang baru, yaitu *rock bolt* dan *shotcrete* yang digunakan untuk keperluan berbagai proyek seperti terowongan,

tambang, lereng dan fondasi. Sekarang ini ada beberapa sistem klasifikasi batuan seperti yang terlihat pada tabel di bawah ini:

Tabel 2. 13 Klasifikasi massa batuan yang banyak digunakan

Nama klasifikasi	Penyusun dan tahun	Negara asal	Aplikasi
Rock Load	Terzaghi, 1946	USA	Tunnels with steel support
Stand-up Time	Laufer, 1958	Austria	Tunneling
NATM	Pacher et al, 1964	Austria	Tunneling
Rock Quality Designation	Deere et al, 1967	USA	Core logging, Tunneling
RSR Concept	Wickham et al., 1973	USA	Tunneling
RMR System (Geomechanics Classification) RMR System Extension	Bieniawski, 1973 (last modified, 1979-USA) Weaver, 1975 Laubscher, 1977 Oliver,1979 Ghose & Raju, 1981 Moreno Tallon, 1982 Kendoski et al., 1983 Nakaoetal., 1983 Serafini, 1983 Pereira, 1983 Gonzales de Vallejo, 1983 Unal, 1983 Romana, 1985 Newman,1985 Sandbak,1985 Smith, 1986 Venkateswarlu, 1986 Robertson, 1988	South Africa South Africa South Africa South Africa India Spain USA Japan Portugal Spain USA Spain USA USA USA India Canada	Tunnel, mines, slope, Foundations Rippability Mining Weatherability Coal Mining Tunneling Hard rock mining Tunneling Foundation Tunneling Tunneling Roof bolting in coal mines Slope stability Coal mining Boreability Dredgeability Coal mining Slope stability
Q-System Q-System Extension	Barton etat, 1974 Kirsten, 1982 Kirsten,1983	Norwey South Africa South Africa	Tunnels, chambers Excavatability Tunneling
Strength-size	Franklin, 1975	Canada	Tunneling
Basic Geotechnical Description	International Society for Rock Mechanics (ISRM),1981		General communication
Unified Clasification	Williamson, 1984	USA	General communication

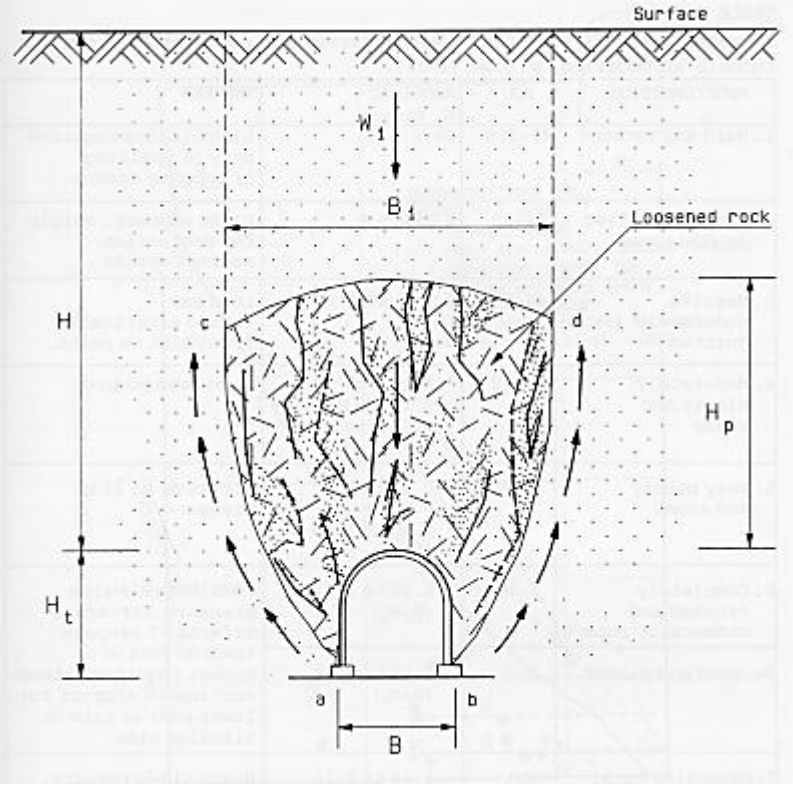
Ada lima klasifikasi yang digunakan dalam metode empirik. Lima klasifikasi tersebut adalah:

1. Sistem klasifikasi beban batuan Terzaghi (1946) merupakan klasifikasi pertama diperkenalkan di Amerika Serikat dengan penyangga terowongan besi baja (*steel support*).

2. Klasifikasi Laufer (1958) memperkenalkan konsep *Stand-up Time* dimana dapat ditentukan tipe dan jumlah penyangga di dalam terowongan secara lebih relevan.
3. Klasifikasi Deere, et. al (1968) memperkenalkan *Indeks Rock Quality Designation* (RQD) yang merupakan suatu metode sederhana dan praktis untuk mendeskripsikan kualitas inti batuan dari lubang bor.
4. Konsep *Rock Structure Rating* (RSR) dikembangkan oleh Wickham, et. al (1972) di Amerika Serikat yang merupakan sistem pertama yang memberikan gambaran rating klasifikasi untuk memberikan bobot yang relatif penting dari parameter klasifikasi.
5. Klasifikasi Bieniawski (1974) dengan Geomechanics Gasification yang disebut *Rock Mass Rating* (RMR) menyediakan untuk memilih penguatan terowongan yang modern seperti *rock bolt* dan *shotcrete*
6. *Q-system* oleh Barton, et. al (1974) menyediakan data kuantitatif untuk memilih penguatan terowongan yang modern seperti *rock bolt* dan *shotcrete.*

2.4.2.1 Terzaghi's Rock Mass Classification or Rock Load Classification Method

Metode ini diperkenalkan oleh Karl von Terzaghi pada tahun 1946. Merupakan metode pertama yang cukup rasional yang mengevaluasi beban batuan untuk desain terowongan dengan penyangga baja. Metode ini telah dipakai secara berhasil di Amerika selama kurun waktu 50 tahun. Konsep Terzaghi dapat dilihat pada gambar berikut ini.



Gambar 2. 75 Konsep Terzaghi (1946)

Tabel 2. 14 Klasifikasi Rock Load Terzaghi (1946)

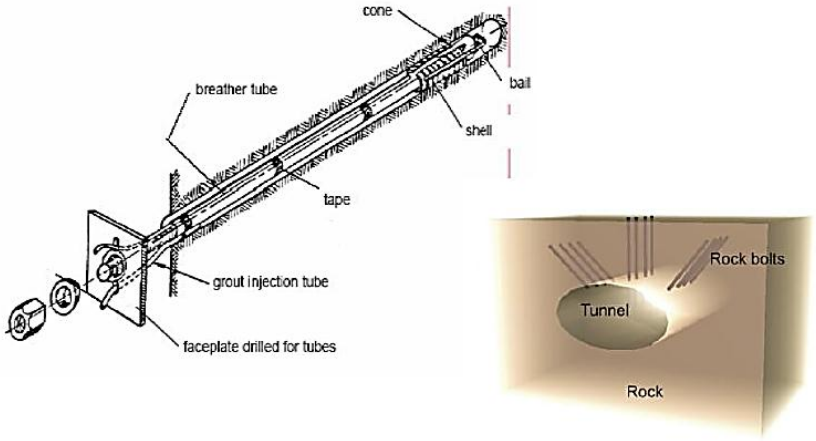
No	Rock Class	Definition	Rock Load Factor Hp (feet) (B and H in feet)	Remark
I	Hard and intact	Hard and intact rock contains no joints and fractures. After excavation the rock may have popping and spalling at excavatel face.	0	Light lining required only if spalling or popping occurs.
II	Hard stratified and schistose	Hard rock consists of thick strata and layers. Interface between strata is cemented. Popping and spalling at excavated face is common.	0 to 0.5 B	Light support for protection against spallin. Load may change between layers
III	Massive moderately jointed	Massive rock contains widely spaced joints and fractures. Block size is large. Joints are interlocked. Vertical wails do not require support. Sialli may occur	0 to 0.25 B	Light support for protection against spallmg.
IV	Moderately blocky and seamy	Rock contains moderately spaced joints. Rock is not chemically weathered and altered. Joints are not well interlocked and have small apertures. Vertical walls do not require support Spalling may occur.	0.25 B to 0.35 (B + Ht)	No side pressure.

V	Very blocky and seam	Rock is not chemically weathered, and contains closely spaced joints. Joints have large apertures and appear separated. Vertical walls need support	(0.35 to 1.1) (B +Ht)	Little or no side pressure.
VI	Completely crushed but chemically intact	Rock is not chemically weathered, and highly fractured with small fragments. The fragments are loose and not interlocked. Excavation face in this material needs considerable support.	1.1 (B +Ht)	Considerable side pressure. Softening effects by water at tunnel base. Usecircular ribs or support rib lower end.
VII	Squeezing rock at moderate depth	Rock slowly advances into the tunnel without perceptible increase in volume. Moderate depth is considered as 150 ~1000 m.	(1.l to 2.1) (B+Ht)	Heavy side pressure. Invert struts requirecL Circular ribs recommended.
VIII	Squeezing rock at great depth	Rock slowly advances into the tunnel without perceptible increase in volume. Great depth is considered as more than 1000 m.	(2.1 to 4.5) (B +Ht)	
IX	Swelling rock	Rock volume expands (and advances into the tunnel) due to swelling of clay minerals in the rock at the presence of moisture.	upto 250 feet. irrespective of B and H	Circular ribs required. In extreme cases use yielding support.

Notes:

1. The tunnel is assumed to be below groundwater table. For tunnel above water tunneL H for Classes IV to VI reduces 50%
2. The tunnel is assumed excavated by blasting. For tunnel boring machine and roadheader excavated tunnel. H for Classes lito VI reduces 20-25%.

Berikut ini adalah salah satu contoh penyangga *rockbolts* yang banyak digunkaan dalam konstruksi terowongan.



Gambar 2. 76 Contoh aplikasi *rockbolt*

Tabel 2.12 menyatakan bahwa nilai rock load digunakan untuk mendeskripsikan kondisi tanah jika terowongan terletak di bawah muka air tanah. Jika terowongan terletak di atas muka air tanah, rock load untuk kelas 4-6 dapat dikurangi dengan 50 %. Revisi dari koefisien rock load klasifikasi Terzaghi diberikan pada Tabel 2.14, yang memperlihatkan kondisi batuan Terzaghi pada point 4, 5 dan 6 (pada Tabel 2.15) harus dikurangi dengan 50 % dari nilai rock load awal karena muka air tanah efekya kecil terhadap rock load.

Tabel 2. 15 Klasifikasi Rock Load Terzaghi (1970)

No	Rock Condition	RQD	Rock Load Hp (ft)	Remarks
1	Hard and Intact	95-100	Zero	Same as Terzhagi (1946)
2	Hard stratified or schistose	90-99	0 - 0.5 B	Same as Terzhagi (1946)
3	Massive, moderatelly joined	85-95	0 - 0.25 B	Same as Terzhagi (1946)
4	Moderatelly blocky and searny	75-85	0.25 B - 0.20 (B + Ht)	
5	Very blocky and searny	30-75	(0.20 – 0.60) (B +Ht)	Types 4,5 and 6 reduced by about 50% from Terzhagi value because water table has tittle effect on rock load (Terzhagi, 1946; Brekke, 1968)
6	Completely crushed but chemically intact	3-30	(0.60 – 1.10) (B +Ht)	
6a	Sand and gravel	0-3	(1.10 – 1.40) (B +Ht)	
7	Squeezing rock, moderate depth	c NA	(1.10 – 2.10) (B +Ht)	Same as Terzhagi (1946)
8	Squeezing rock, greath depth	c NA	(2.10 – 4.50) (B +Ht)	Same as Terzhagi (1946)
9	Swelling rock	c NA	Up to 250 ft irrespective of value of (B +Ht)	Same as Terzhagi (1946)

a As modified by Deere (1970)

b Rock load Hp in feet of rock on roof of support in tunnel with widht B (ft) and height Ht (ft) at depth of more than 1.5 (B+Ht)

c Not applicable

2.4.2.2 Klasifikasi *Stand-Up Time*

Stand-up time adalah jangka waktu dimana terowongan dapat stabil tanpa penyangga sesudah penggalian. Ada beberapa faktor yang mempengaruhi stand-up time seperti orientasi dari sumbu terowongan, bentuk pe-nampang terowongan, metode penggalian dan metode penyangga. Klasifikasi Laufer (1958) ini tidak lama digunakan, karena dimodifikasi beberapa kali oleh *engineer* Austria yang mempelopori pengembangan *New Austria Tunneling Method* (NATM).

2.4.2.3 Rock Quality Designing Index (RQD)

Pada tahun 1967 D.U. Deere memperkenalkan *Rock Quality Designation* (RQD) sebagai sebuah petunjuk untuk memperkirakan kualitas dari massa batuan secara kuantitatif. RQD didefinisikan sebagai persentasi dari perolehan inti bor (*core)* yang secara tidak langsung didasarkan pada jumlah bidang lemah dan jumlah bagian yang lunak dari massa batuan yang diamati dari inti bor (*core*). Hanya bagian yang utuh dengan panjang lebih besar dari 100 mm (4 inchi) yang dijumlahkan kemudian dibagi panjang total pengeboran (*core run)* (Deere, 1967). Diameter inti bor (*core)* harus berukuran minimal NW (54.7 mm atau 2.15 inchi) dan harus berasal dari pemboran menggunakan *double-tube core barre*l.

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{Length of core} > 10\,\text{cm length}}{\text{Total length of core run}} \times 100\%$$

Hubungan antara nilai RQD dan kualitas dari suatu massa batuan diperkenalkan oleh Deere (1967) seperti tabel berikut ini:

Tabel 2. 16 Hubungan RQD dan kualitas massa batuan (Deere, 1967)

RQD (%)	Klasifikasi Batuan
< 25	Sangat Jelek (very poor)
25 – 50	Jelek (poor)
50 – 75	Sedang (fair)
75 – 90	Baik (good)
90 – 100	Sangat Baik (excellent)

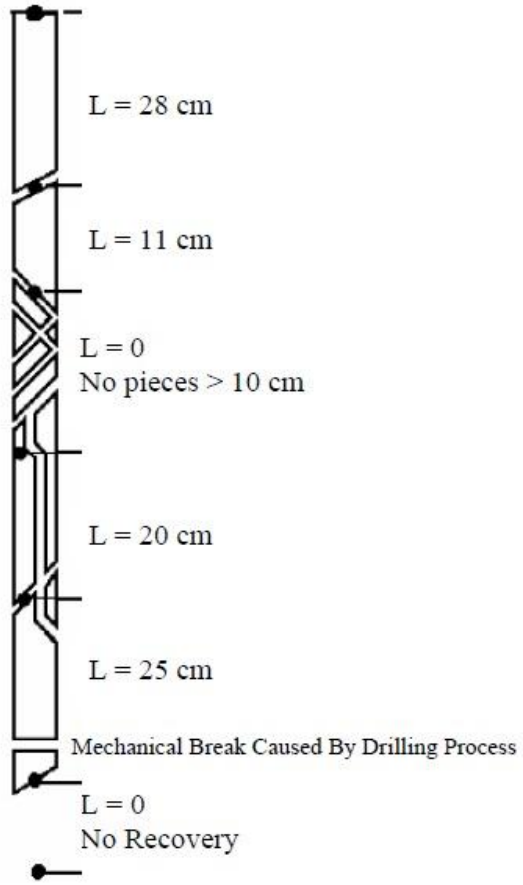
Ada dua metode yang dapat digunakan untuk menghitung nilai RQD, metode tersebut antara lain sebagai berikut:

2.4.2.3.1 Metode Langsung

Dalam menghitung nilai RQD, metode langsung digunakan apabila *core logs* tersedia. Tata cara untuk menghitung RQD menurut Deere diilustrasikan pada Gambar 2.54 Selama pengukuran panjang *core pieces*, pengukuran harus dilakukan sepanjang garis tengahnya. Inti bor (*core*) yang pecah/retak akibat

aktivitas pengeboran harus digabungkan kembali dan dihitung sebagai satu bagian yang utuh. Ketika ada keraguan apakah pecahan/retakan diakibatkan oleh aktivitas pengeboran atau terjadi secara alami, pecahan itu bisa dimasukkan kedalam bagian yang terjadi secara alami. Semua pecahan/retakan yang bukan terjadi secara alami tidak diperhitungkan pada perhitungan panjang inti bor (*core)* untuk RQD (Deere, 1967).

Berdasarkan pengalaman Deere, semua ukuran inti bor (*core)* dan teknik pengeboran dapat digunakan dalam perhitungan RQD selama tidak menyebabkan inti bor (*core*) pecah (Deere D. U. and Deere D.W., 1988). Menurut Deere (1988), panjang total pengeboran (*core run*) yang direkomendasikan adalah lebih kecil dari 1,5 m (Edelbro, 2003). Berikut adalah contoh perhitungan RQD menurut Deere:



Gambar 2. 77 Metode pengukuran RQD menurut Deere

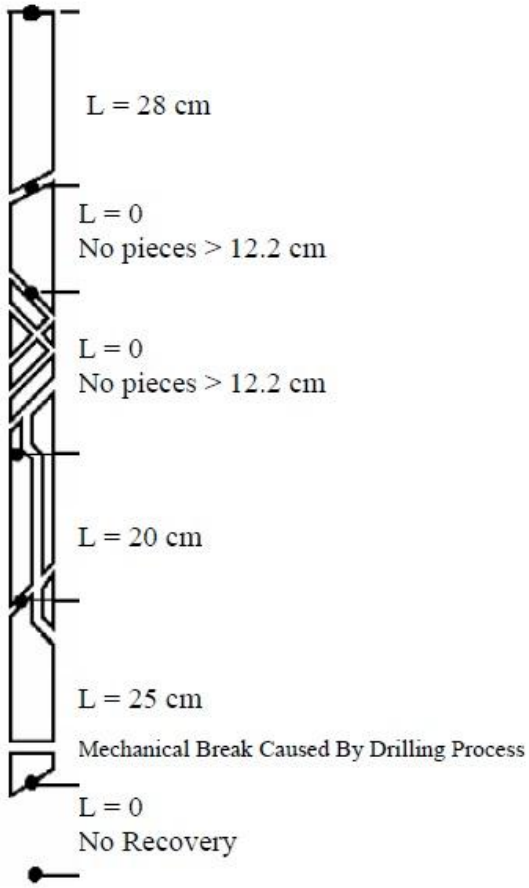
Panjang total pengeboran (core run) = 100 cm

Diameter inti bor (core) = 61,11 mm

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{Length of core} > 10\,\text{cm length}}{\text{Total length of core run}} \times 100\%$$

$$\text{RQD} = \frac{\sum 28 + 11 + 20 + 25}{100} \times 100\% = 84\%$$

Call & Nicholas, Inc (CNI) konsultan geoteknik asal Amerika mengembangkan koreksi perhitungan RQD untuk panjang total pengeboran yang lebih dari 1,5 m. CNI mengusulkan nilai RQD diperoleh dari persentase total panjang inti bor utuh yang lebih dari 2 kali diameter inti (*core*) terhadap panjang total pengeboran (*core run*). Metode pengukuran RQD dan contoh perhitungan menurut CNI diilustrasikan pada gambar di bawah ini:



Gambar 2. 78 Metode pengukuran RQD menurut CNI

Panjang total pengeboran (core run) = 100 cm

Diameter inti bor (core) = 61,11 mm

$$\text{RQD} = \frac{\sum \text{Length of core} > 2\,\text{cm cm length}}{\text{Total length of core run}} \times 100\%$$

$$\text{RQD} = \frac{\sum 28 + 20 + 25}{100} \times 100\% = 73\%$$

2.4.2.3.2 Metode Tidak Langsung

Dalam menghitung nilai RQD, metode tidak langsung digunakan apabila *core logs* tidak tersedia. Beberapa metode perhitungan RQD metode tidak langsung :

- Menurut Priest and Hudson (1976)

  $\text{RQD} = 100e^{-0,1\lambda}(0,1\lambda + 1)$

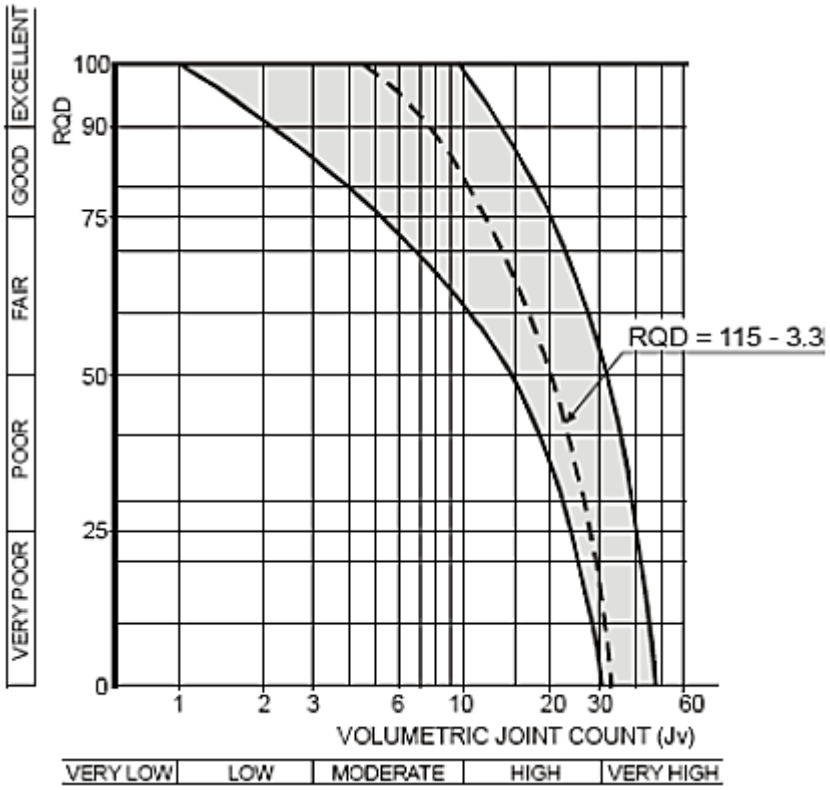
  dimana, $\lambda =$ *jumlah total kekar per meter*

- Menurut Palmstron (1982)

  $RQD = 115 - 3{,}5\,Jv$

  Dimana, $Jv =$ *jumlah total kekar per meter*^{3}

  Hubungan RQD dan Jv dapat dilihat pada gambar di bawah ini:



Gambar 2. 79 Hubungan RQD dan Jv Palmstron (1982)

2.4.2.4 Rock Structure Rating (RSR)

Ada 2 faktor pada konsep RSR yang harus diperhatikan sehubungan dengan perilaku massa batuan di dalam terowongan:

- Parameter geologi: Tipe batuan, Pola kekar (jarak rata-rata kekar), Orientasi kekar (dip dan strike), Tipe diskontinuitas, Major fault, shears dan folds, Sifat-sifat material batuan, Pelapukan atau alterasi.
- Parameter konstruksi: Ukuran terowongan, Arah penggalian, Metode penggalian

Semua faktor di atas dapat dikelompokan atas 3 parameter dasar yaitu A B dan C. Ketiga parameter tersebut adalah:

- Paramater A: penilaian umum dari struktur batuan berdasarkan:
  - Tipe batuan asal (Igeneous, methamorphic, sedimentary)

  - Kekerasan batuan (keras, medium, lunak, decomposed)
  - Struktur geologi (masif, sedikit dipatahkan/dilipat, cukup dipatah-kan/dilipat, secara intensif dipatahkan/dilipat)
- Paramater B: efek pola diskontinuitas terhadap arah penggalian terowongan berdasarkan:
  - Jarak kekar
  - Orientasi kekar (strike dan dip)
  - Arah penggalian terowongan
- Parameter C: efek aliran air tanah berdasarkan:
  - Kualitas massa batuan total yang disebabkan oleh kombinasi parameter A dan B
  - Tidak seperti indeks RQD yang hanya dibatasi pada kualitas inti
  - Merupakan klasifikasi yang lengkap yang mempunyai input dan output.

Nilai RSR untuk tiap seksi terowongan diperoleh dengan menjumlahkan bobot nilai angka untuk tiap parameter. RSR mencerminkan kualitas massa batuan dengan kebutuhan akan penyangga.

$$\text{Nilai SRS} = A + B + C$$

dengan nilai maksimum 100.

Jika digunakan Tunnel Boring Machine (TBM) untuk menggantikan metode penggalian dengan pemboran dan peledakan, maka RSR harus dikoreksi dengan menggunakan Adjustment Factor (AF) untuk berbagai diamater terowongan sebagai pada Tabel 2.20.

Tabel 2. 17 Parameter A

	BASIC ROCK TYPE				GEOLOGIC STRUCTURE			
	Hard	Medium	Soft	Decomposed				
Igneous	1	2	3	4		Slightly	Moderately	Intensively
Metamorphic	1	2	3	4		Folded or	Folded or	Folded or
Sedimentary	2	3	4	4	Massive	Faulted	Faulted	Faulted
Type 1					30	22	15	9
Type 2					27	20	13	8
Type 3					24	18	12	7
Type 4					19	15	10	6

Tabel 2. 18 Parameter B

	Strike ⊥ to Axis					Strike ∏ to Axis		
	Direction of Drive					Direction of Drive		
	Both	With Dip		Againts Dip		Either Direction		
	Dip of Prominent Joints					Dip of Prominent Joints		
Average joint spacing	Flat	Dipping	Vertical	Dipping	Vertical	Flat	Dipping	Vertical
Very closed joint, < 2 in	9	11	13	10	12	9	9	7
Closely jointed, 2 - 6 in	13	16	19	15	17	14	14	11
Moderately jointed, 6 – 12 in	23	24	28	19	22	23	23	19
Moderate to blocky, 1 -2 ft	30	32	36	25	28	30	28	24
Blocky to massive, 2 – 4 ft	36	38	40	33	35	36	24	28
Massive, > 4 ft	40	43	45	37	40	40	38	34

Dip of Prominent Joints → flat : 0 - 20º

→ dipping : 20 - 50º

→ vertical : 50 - 90º

Tabel 2. 19 Parameter C

Anticipated water inflow gpm/1000 ft of tunnel	Sum of Parameter A+B					
	13 – 44			45 - 75		
	Joint Condition					
	Good	Fair	Poor	Good	Fair	Poor
None	22	18	12	25	22	18
Slight, < 200 gpm	19	15	9	23	19	14
Moderate, 200 – 1000 gpm	15	22	7	21	16	12
Heavy, > 1000 gpm	10	8	6	18	14	10
Joint condition: good = tight or comented, fair = Slightly weathered or altered, poor = severely weathered, altered or open						

Tabel 2. 20 Adjustment Factor untuk berbagai diameter terowongan

No	Diameter (m)	Adjustment Factor	No	Diameter (m)	Adjustment Factor
1.	9.15	1.058	6.	6.00	1.171
2.	8.00	1.127	7.	5.00	1.183
3.	7.63	1.135	8.	4.58	1.180
4.	7.00	1.150	9.	4.00	1.192
5.	6.10	1.138	10.	3.05	1.200
Sumber : Wickham, et. al (1972)					

Penaksiran kebutuhan rock bolt dibuat dengan menganggap rock load terhadap kuat tarik dari rock bolt. Untuk mendapatkan hubungan pada diameter rock bolt 25 mm dengan beban kerja 24.000 lb adalah sebagai berikut:

$$Spacing\,(ft) = \frac{24}{W}$$

dimana W adalah beban batuan lb / ft^2

Tidak ada koreksi yang dapat ditemukan antara kondisi geologi dan persyaratan shotcrete, sehingga disarankan hubungan empiris tersebut di bawah ini

$$\mathrm{t} = 1 + \frac{\mathrm{W}}{1{,}25} \text{ atau } \mathrm{t} = \mathrm{D}\frac{65 - \mathrm{RSR}}{150}$$

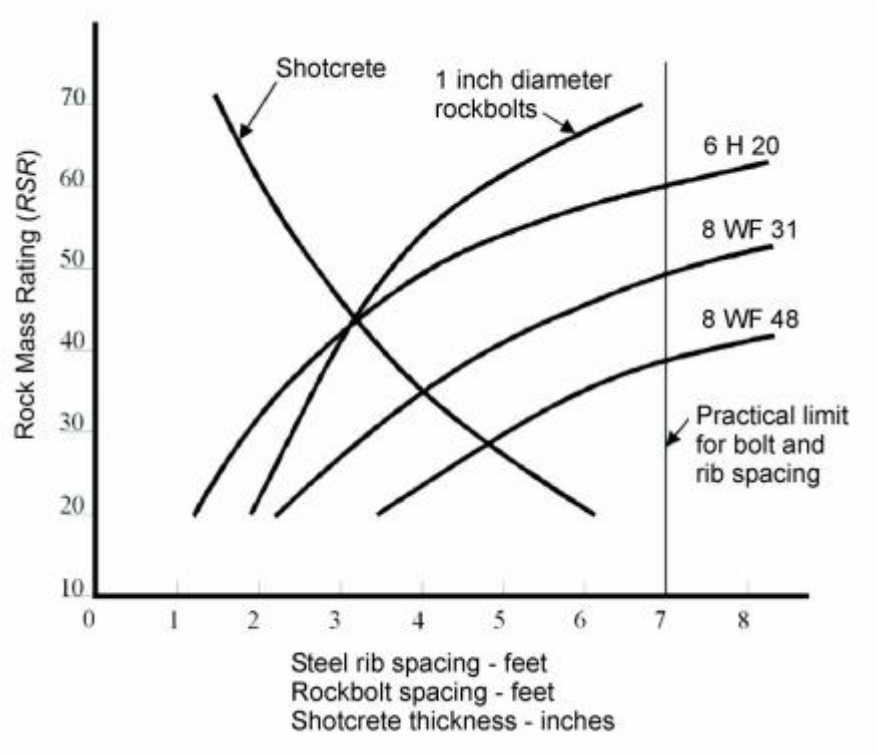
dimana :

T = tebal shotcrete (inch)

W = beban batuan (lb / ft^2)

D = diameter terowongan

Gambar di bawah ini memperlihatkan kurva untuk menentukan sistem ground support tipikal berdasarkan prediksi RSR yang menyangkut kualitas massa batuan sampai arah penggalian terowongan. Kurva ini dapat digunakan untuk bentuk terowongan lingkaran dengan diameter maksimal 24 feet (7.3 m).



Gambar 2. 80 Perkiraan support RSR untuk terowongan bentuk lingkaran dengan diameter 24 feet (7.3 m) (https://www.rocscience.com/hoek/pdf/3_Rock_mass_classification.pdf)

2.4.2.5 Rock Mass Rating System (RMR)

Sistem klasifikasi massa batuan RMR menggunakan enam parameter berikut ini dimana rating setiap parameter dijumlahkan untuk memperoleh nilai total dari RMR :

1. Kuat tekan batuan utuh (*Strength of intact rock material*)
2. Rock Quality Designation (*RQD*).
3. Jarak antar (spasi) kekar (*Spacing of discontinuities*)
4. Kondisi kekar (*Condition of discontinuities*)
5. Kondisi air tanah (*Groundwater conditions*)
6. Orientasi Kekar *(Orientation of discontinuities)*

- Kuat Tekan Batuan Utuh *(Strength of Intact Rock Material)*

Kuat tekan batuan utuh dapat diperoleh dari Uji Kuat Tekan Uniaksial (Uniaxial Compressive Strength, UCS) dan Uji Point Load (Point Load Test, PLI). UCS menggunakan mesin tekan untuk menekan sampel batuan dari satu arah (uniaxial). Sampel batuan yang diuji dalam bentuk silinder (tabung) dengan perbandingan antara tinggi dan diameter (l/D) tertentu. Perbandingan ini sangat berpengaruh pada nilai UCS yang dihasilkan. Semakin besar perbandingan panjang terhadap diameter, kuat tekan akan semakin kecil. ASTM memberi koreksi terhadap nilai UCS yang diperoleh pada perbaningan antara panjang dengan diameter $\left(\frac{\ell}{D}=1\right)$ sampel 1:

$$\sigma_c\left(\frac{\ell}{D}=1\right)=\frac{\sigma_c}{\left(0.778+\frac{0.22}{\left(\frac{\ell}{D}\right)}\right)}$$

Sedangkan Protodiakonov memberi koreksi pada perbandingan antara panjang dan diameter $\left(\frac{\ell}{D}=2\right)$ sample 2:

$$\sigma_c\left(\frac{\ell}{D}=2\right)=\frac{\sigma_c}{\left(7+\frac{2}{\left(\frac{\ell}{D}\right)}\right)}$$

dimana, σ_c = kuat tekan unaksial batuan hasil pengujian

PLI (*Point Load Test*) menggunakan mesin tekan untuk menekan sampel batuan pada satu titik. Bieniawski mengusulkan sampel yang digunakan berdiameter 50 mm. Hubungan antara nilai *point load strength index* (I_{S50}) dengan UCS (*Unconfined Compression Strength*) yaitu UCS = 23 I_{S50}. Faktor koreksi digunakan apabila diameter sampel tidak 50 mm.

$$F = \left(\frac{D}{50}\right)^{0.45}$$

dimana, F = Faktor koreksi nilai Is

D = Diameter sample

Pada perhitungan nilai RMR, parameter kekuatan batuan utuh diberi bobot berdasarkan nilai UCS atau nilai PLI-nya seperti tertera pada tabel di bawah ini:

Tabel 2. 21 Kekuatan material batuan utuh (Bieniawski, 1989)

Deskripsi Kualitatif	**UCS (MPa)**	**PLI (MPa)**	**Rating**
Sangat kuat sekali (exceptionally strong)	> 250	> 10	15
Sangat kuat (very strong)	100 – 250	4 – 10	12
Kuat (strong)	50 – 100	2 – 4	7
Sedang (average)	25 – 50	1 – 2	4
Lemah (weak)	5 – 25	Penggunaan UCS lebih dianjurkan	2
Sangat lemah (very weak)	1 – 5		1
Sangat Lemah Sekali (extremely weak)	< 1		0

- *Rock Quality Designation* (RQD)

Pada perhitungan nilai RMR, parameter *Rock Quality Designation* (RQD) diberi bobot berdasarkan nilai RQD-nya seperti tertera pada tabel di bawah ini:

Tabel 2. 22 *Rock Quality Designation* (RQD) (Bieniawski, 1989)

RQD (%)	**Kualitas Batuan**	**Rating**
< 25	Sangat jelek (very poor)	3
25 – 50	Jelek (poor)	8
50 – 75	Sedang (fair)	13
75 – 90	Baik (good)	17
90 – 100	Sangat baik (excellent)	20

- Jarak antar (spasi) kekar (*Spacing of discontinuities*)

Jarak antar (spasi) kekar didefinisikan sebagai jarak tegak lurus antara dua kekar berurutan sepanjang garis pengukuran yang dibuat sembarang. Sementara Sen dan Eissa (1991) mendefinisikan spasi kekar sebagai suatu panjang utuh pada suatu

selang pengamatan. Menurut ISRM (*International Society for Rock Mechanics*), jarak antar (spasi) kekar adalah jarak tegak lurus antara bidang kekar yang berdekatan dalam satu set kekar. Pada perhitungan nilai RMR, parameter jarak antar (spasi) kekar diberi bobot berdasarkan nilai spasi kekar-nya seperti tertera pada tabel di bawah ini:

Tabel 2. 23 Jarak antar (spasi) kekar (Bieniawski, 1989)

Deskripsi	Spasi Kekar (m)	Rating
Sangat lebar (very wide)	> 2	20
Lebar (wide)	0.6 – 2	15
Sedang (moderate)	0.2 – 0.6	10
Rapat (close)	0.006 – 0.2	8
Sangat rapat (very close)	< 0.006	5

- Kondisi kekar *(Condition of discontinuities)*

Ada lima karakteristik kekar yang masuk dalam pengertian kondisi kekar, meliputi kemenerusan (*persistence/continuity*), jarak antar permukaan kekar atau celah (*separation/aperture*), kekasaran kekar (*roughness*), material pengisi (*infilling/gouge*), dan tingkat kelapukan (*weathering*).

1. Kemenerusan (*persistence/continuity*)

   Continuity merupakan kemenerusan dari sebuah bidang diskontinu, atau juga merupakan panjang dari suatu bidang diskontinu.

2. Jarak antar permukaan kekar atau celah (*separation/aperture*)

   Merupakan jarak antara kedua permukaan bidang diskontinu. Jarak ini biasanya diisi oleh material lainya (*filling material*) atau bisa juga diisi oleh air. Makin besar jarak ini, semakin lemah bidang diskontinu tersebut.

3. Kekasaran kekar (*roughness*)

   Roughness atau kekasaran permukaan bidang diskontinu merupakan parameter yang penting untuk menentukan kondisi bidang diskontinu. Suatu permukaan yang kasar akan dapat mencegah terjadinya pergeseran antara kedua permukaan bidang diskontinu.

Tabel 2. 24 Penggolongan dan pembobotan kekasaran menurut Bienawski (1976)

Kekasaran Permukaan	Deskripsi	Pembobotan
Sangat kasar (very rough)	Apabila diraba permukaan sangat tidak rata, membentuk punggungan dengan sudut terhadap bidang datar mendekati vertikal,	6
Kasar (*rough*)	Bergelombang, permukaan tidak rata, butiran pada permukaan terlihat jelas, permukaan kekar terasa kasar.	5
Sedikit kasar (*slightly rough*)	Butiran permukaan terlihat jelas, dapat dibedakan, dan dapat dirasakan apabila diraba.	3
Halus (*smooth*)	Permukaan rata dan terasa halus bila diraba	1
Licin berlapis (*slikensided*)	Permukaan terlihat mengkilap	0

4. Material pengisi *(infilling/gouge*)

   Filling atau material pengisi antara dua permukaan bidang diskontinu mempengaruhi stabilitas bidang diskontinu dipengaruhi oleh ketebalan, konsisten atau tidaknya dan sifat material pengisi tersebut. *Filling* yang lebih tebal dan memiliki sifat mengembang bila terkena air dan berbutir sangat halus akan menyebabkan bidang diskontinu menjadi lemah. Beberapa material yang dapat mengisi celah diantaranya *breccia*, *clay*, *silt*, *mylonite*, *gouge*, *sand*, *quartz* dan *calcite*.

5. Tingkat kelapukan (*weathering*)

   Weathering menunjukkan derajat kelapukan permukaan diskontinu. Penentuan tingkat kelapukan kekar didasarkan pada perubahan warna pada batuannya dan terdekomposisinya batuan atau tidak. Semakin besar tingkat perubahan warna dan tingkat terdekomposisi, batuan semakin lapuk.

Tabel 2. 25 Tingkat pelapukan batuan (Bieniawski, 1976)

Klasifikasi	Keterangan
Tidak terlapukkan	Tidak terlihat tanda-tanda pelapukan, batuan segar, butiran kristal terlihat jelas dan terang
Sedikit terlapukkan	Kekar terlihat berwarna tau kehitaman, biasanya terisi dengan lapisan tipis material pengisi. Tanda kehitaman biasanya akan nampak mulai dari permukaan sampai ke dalam batuan sejauh 20% dari spasi
Terlapukkan	Tanda kehitaman nampak pada permukaan batuan dan sebagain material batuan terdekimposisi. Tekstur asli batuan masih utuh namun mulai menunjukkan butiran batuan mulai terdekomposisi
Sangat terlapukkan	Keseluruhan batuan mengalami perubahan warna atau kehitaman. Dilihat secara penampakan menyerupai tanah namun tekstur batuan masih utuh, namun butiran batuan telah terdekomposisi menjadi tanah

Dalam perhitungan RMR, parameter-parameter diatas diberi bobot masing-masing dan kemudian dijumlahkan sebagai bobot total kondisi kekar. Pemberian bobot berdasarkan pada tabel dibawah ini:

Tabel 2. 26 Panduan Klasifikasi Kondisi Kekar (Bieniawski, 1989)

Parameter	Rating				
Panjang Kekar (persistence/continuity)	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
Jarak antar permukaan kekar (eparation/aperture)	Tidak ada	< 0.1 mm	0.1 – 1.0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm
	0	1	4	1	0
Kekasaran kekar (roughness)	Sangat kasar	Kasar	Sedikit kasar	Halus	Slickensided
	6	5	3	1	0
Material pengisi (Infilling/gouge)	Tidak ada	Keras		Lunak	
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0
Kelapukan (weathering)	Tidak lapuk	Sedikit lapuk	Lapuk	Sangat lapuk	Hancur
	6	5	3	1	0

- Kondisi air tanah (*Groundwater conditions*)

Debit aliran air tanah atau tekanan air tanah akan mempengaruhi kekuatan massa batuan. Oleh sebab itu perlu diperhitungkan dalam klasifikasi massa batuan. Pengamatan terhadap kondisi air tanah ini dapat dilakukan dengan 3 cara yaitu:

1. *Inflow per 10 m tunnel length* : menunjukkan banyak aliran air yang teramati setiap 10 m panjang terowongan. Semakin banyak aliran air mengalir maka nilai yang dihasilkan untuk RMR akan semakin kecil
2. *Joint Water Pressure* : semakin besar nilai tekanan air yang terjebak dalam kekar (bidang diskontinu) maka nilai yang dihasilkan untuk RMR akan semakin kecil.
3. *General condition* : mengamati atap dan dinding terowongan secara visual sehingga secara umum dapat dinyatakan dengan keadaaan umum dari permukaan seperti kering, lembab, menetes atau mengalir.

Kondisi air tanah yang ditemukan pada pengukuran kekar diidentifikasikan sebagai salah satu kondisi berikut : kering (*completely dry*), lembab (*damp*), basah (*wet*), terdapat tetesan air (*dripping*), atau terdapat aliran air (*flowing*). Pada perhitungan nilai RMR, parameter kondisi air tanah (g*round water conditions*) diberi bobot berdasarkan tabel dibawah ini:

Tabel 2. 27 Kondisi air tanah (Bieniawski, 1989)

Kondisi Umum	**Kering (completely dry)**	**Lembab (damp)**	**Basah (wet)**	**Terdapat tetesan (dripping)**	**Terdpaat aliran air (flowing)**
Debit air setiap 10 m panjang terowongan (liter/menit)	Tidak ada	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125
Tekanan air pada kekar/ tegangan prinsipal mayor	0	< 0.1	0.1 – 0.2	0.1 – 0.2	> 0.5
Rating	15	10	7	4	0

- Orientasi Kekar *(Orientation of discontinuities)*

Parameter ini merupakan penambahan terhadap kelima parameter sebelumnya. Bobot yang diberikan untuk parameter ini sangat tergantung pada hubungan antara orientasi kekar-kekar yang ada dengan metode penggalian yang dilakukan.

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

Lima parameter pertama mewakili parameter dasar dari sistem klasifikasi ini. Nilai RMR yang dihitung dari lima parameter dasar tadi disebut RMR_{basic}. Hubungan antara RMR_{basic} dan RMR ditunjukkan pada persamaan dibawah ini:

$$RMR = RMR_{besic} + penyesuaian\ terhadap\ orientasi\ kekar$$

dimana,

$$RMR_{basic} = \sum parameter(a+b+c+d+e)$$

Tabel 2. 28 Penyesuaian rating untuk orientasi bidang-bidang diskontinuitas

Strike and Dip Orientation of Discontinuitas		Very favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very unfavorable
Heading	Tunnel and mines	0	-2	-5	-10	-12
	Foundation	0	-2	-7	-15	-25
	Stopes	0	-5	-25	-50	-60

Tabel 2. 29 Kelas massa batuan, kohesi dan sudut geser dalam berdasarkan nlai RMR (Bieniawski, 1989)

Profil massa batuan	**Deskripsi**				
Rating	100 -81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 – 0
Kelas massa batuan	Sangat baik	Baik	Sedang	Jelek	Sangat jelek
Kohesi	> 400 kPa	300 – 400 kPa	200 – 300 kPa	100 – 200 kPa	< 100 kPa
Sudut geser dalam	> 45 º	35 º - 45 º	25 º - 35 º	15 º - 25 º	< 15 º

Tabel 2. 30 Rock Mass Rating System (Bieniawski, 1989)

A. Classification Parameters And Their Ratings									
1	Strength of intact rock material	Point-Load Strength Index	> 10 MPa	4 – 10 MPa	2 – 4 MPa	1 – 2 MPa	For this low range – uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial Compressive Strength	> 250 MPa	100 – 250 MPa	50 – 100 MPa	25 – 50 MPa	5 – 25 MPa	1 – 5 MPa	< 1 Mpa
	Rating		15	12	7	4	2	1	0
2	Dill core Quality RQD		90 % - 100 %	75 % - 90 %	50 % - 75 %	25 % - 50 %	< 25 %		
	Rating		20	17	13	8	3		

3	Spacing of Discontinuites		> 2 m	0.6 – 2 m	200 – 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm
	Rating		20	15	10	8	5
4	Condition of Discontinuites (see E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Seperation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Seperation < 1 mm Hightly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1 - 5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous
	Rating		30	25	20	10	0
5	Ground Water	Inflow per 10 m tunnel length (L/min)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125
		Joint water pressure/ Major principal σ	0	< 0.1	0.1 – 0.2	0.2 – 0.5	> 0.5
		General Conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing
	Rating		15	10	7	4	0

B. Rating Adjudsment For Discontinuity Crientations (see f)

Strike and dip orientations		Very Favorable	Favorable	Fair	Unfavorable	Very Unfavorable
Rating	Tunnels & mines	0	- 2	- 5	- 10	- 12
	Foundations	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Slope	0	- 5	- 25	- 50	- 60

C. Rock Mass Classes Determined from Total Ratings

Rating	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Class No.	I	II	III	IV	V
Description	Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock

D. Meaning of Rock Classes

Class No.	I	II	III	IV	V
Average stand-up time	20 yr for 15 m span	1 yr for 10 m span	1 wk for 5 m span	10 h for 2.5 m span	30 min for 1 m span
Cohesion of rock mass (kPa)	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Friction angle of rock mass (deg)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15

E. Guidelines for Classification of Discontinuity Conditions**

Discontinuity Length	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m

(persistence)					
Rating	6	4	2	1	0
Separation (aperture)	None	< 0.1 mm	0.1 - 1.0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Rating	6	5	4	1	0
Roughness	Very rough	Rough	Slightly rough	Smooth	Slickensided
Rating	6	5	3	1	0
Infilling (gouge)	None	Hard Filling < 5 mm	Hard Filling > 5 mm	Soft Filling < 5 mm	Soft Filling > 5 mm
Rating	6	4	2	2	0
Weathering	Unweathered	Slightly weathered	Moderately weathered	Highly weathered	Decomposed
Rating	6	5	3	1	0

F. Effect of Discontinuity Strike and Dip Orientation in Tunnelling***

Strike perpendicular to tunnel axis		Strike parallel to tunnel axis	
Drive with dip - Dip 45 - 90°	Drive with dip - Dip 20 - 45°	Dip 45 - 90°	Dip 20 - 45°
Very favourable	Favourable	Very unfavourable	Fair
Drive against dip - Dip 45 - 90°	Drive against dip - Dip 20 - 45°	Dip 0 - 20° - Irrespective of strike	
Fair	Unfavourable	Fair	

*(after Bieniawski 1989)

**Some conditions are mutually exclusive. For example if infilling is present, the roughness of the surface will be overshadowed by the influence of the gouge. In such cases use A.4 directly.

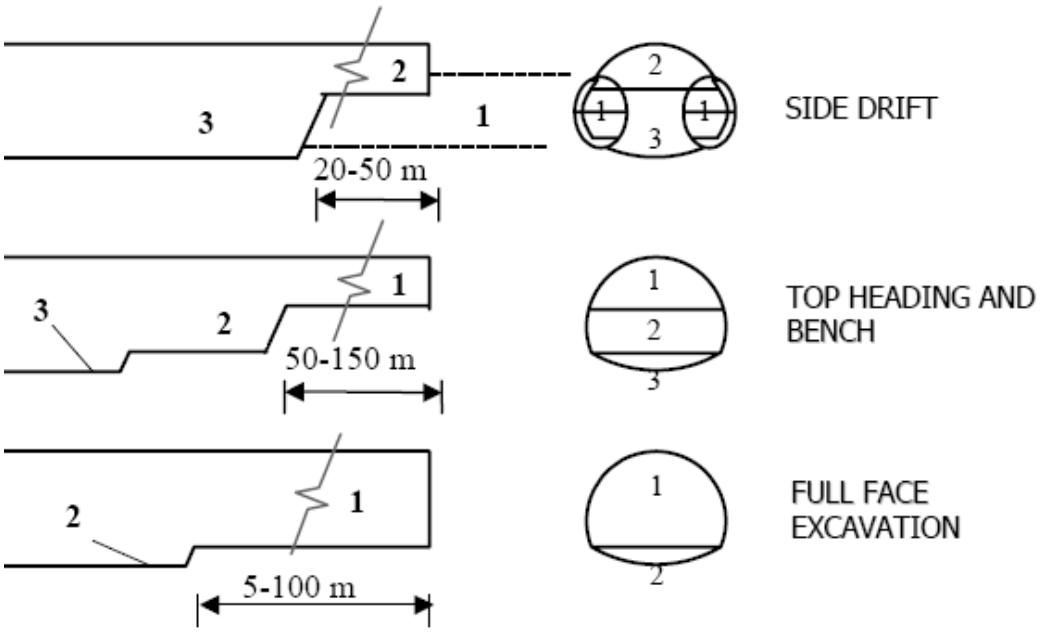
***Modified after Wickham et al (1972)

Tabel 2. 31 Petunjuk untuk penggalian dan penyangga terowongan batuan dengan sistem RMR

Rock mass class	Excavation	Rock bolts (20 mm diameter, fully grouted)	Shotcrete	Steel sets
I – Very good rock RMR: 81-100	Full face, 3 m advance	Generally no support required except spot bolting		
II – Good rock RMR: 61 – 80	Full face, 1 – 1.5 m advance. Complete support 20 m from face.	Locally, bolts in crown 3 m long, spaced 2.5 m with occasional wire mesh.	50 mm in crown where requid.	None
III – Fair rock RMR: 41 - 60	Top heading and bench 1.5 – 3 m advance in top heading. Commerce after each blast.	Systematic bolts 4 m long spaced 1.5 – 2 m in crown and walls with wire mesh in crown.	50 – 100 mm in rown and 30 mm in sides.	None

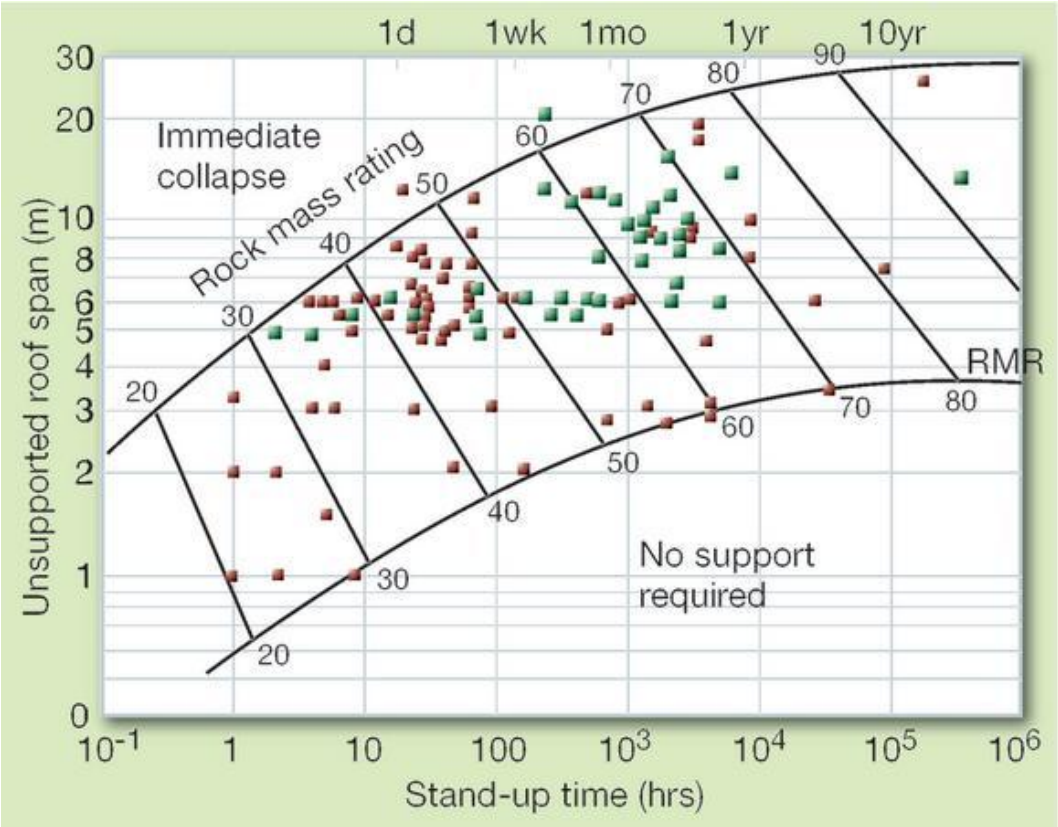
	Complete support 10 m from face.			
IV – Poor rock RMR: 21 – 40	Top heading and bench 1.0 – 1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excvation, 10 m from face.	Systematic bolts 4 – 5 m long spaced 1 – 1.5 m in crown and walls with wire mesh in crown.	100 – 150 mm in crown and 100 mm in sides.	Light to medium ribs spaced 1.5 m where required
V – Very poor rock RMR: < 20	Multiple drifts 0.5 – 1.5 m advance in top heading. Install support concurrently with excvation. Shotcrete as soon as possible after blasing.	Systematic bolts 5 - 6 m long spaced 1 – 1.5 m in crown and walls with wire mesh in crown. Bolt invert	140 – 200 mm in crown, 150 mm in sedes, and 50 mm on face.	Mdium to heavy ribs spaced 0.75 m with steel lagging and forepoling if reguired. Closed invert.

Gambar dari beberapa petunjuk penggalian dapat dilihat pada gambar berikut ini:



Gambar 2. 81 Contoh Petunjuk Penggalian

Klasifikasi RMR dapat menentukan stand up time yang dibutuhkan, untuk mengetahui stand up time berikut adalah grafik hubungan stand up time, span dan klasifiksai RMR.



Gambar 2. 82 Grafik hubungan stand up time, span dan klasifiksai RMR (after Bieniawski 1989)

Untuk mengetahui besarnya tekanan penyangga berdasarkan metode RMR dapat dihitung degan menggunakan persamaan Beaniawski (1974) berikut ini.

$$P_{roof} = \left(\frac{100 - RMR}{100}\right).w.\gamma$$

Dimana:

w = width of opening (m)

γ = unit weight of overbuden (kN/m³)

2.4.2.6 Rock Mass Quality (Q) System

Rock Mass Quality (Q) System atau disebut juga sebagai Tunneling Quality Index pertama kali diusulkan oleh Barton, Lien dan Lunde pada tahun 1974 di

Norwegian Geotechnical Institute (NGI) sehingga disebut juga *NGI Classification System. Q-System* sebagai salah satu dari klasifikasi massa batuan dibuat berdasarkan studi kasus dilebih dari 200 kasus *tunneling* dan *caverns.*

Q-system merupakan fungsi dari enam parameter yang dinyatakan dengan persamaan berikut:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \cdot \frac{Jr}{Ja} \cdot \frac{Jw}{SRF}$$

Dimana:

RQD = *Rock Quality Designation*

Jn = *Joint set number*

Jr = *Joint roughness number*

Ja = *Joint alteration number*

Jw = *Joint water reduction factor*

SRF = *Stress Reduction Factor*

Dalam menjelaskan keenam parameter yang dipakai untuk menghitung Q,

Barton (1974) membagi enam parameter tersebut menjadi tiga bagian:

1. *RQD*/*Jn* merepresentasikan struktur dari massa batuan, menunjukkan ukuran blok batuan.
2. *Jr/Ja* menunjukkan kekasaran (*roughness*) dan karakteristik geser dari permukaan bidang diskontinu atau *filling material* dari bidang diskontinu tersebut. Suatu bidang diskontinu dengan permukaan yang kasar dan tidak mengalami alterasi dan mengalami kontak dengan permukaan bidang lainnya, akan mempunyai kuat geser yang tinggi dan menguntungkan untuk kestabilan lubang bukaan. Adanya lapisan mineral *clay* pada permukaan kontak antara kedua bidang diskontinu tersebut akan mengurangi kuat geser secara signifikan. Selanjutnya kontak antara permukaan bidang diskontinu yang mengalami pergeseran juga akan mempertinggi potensi *failure* pada lubang bukaan. Dengan kata lain *Jr/Ja* menunjukkan *shear strength* atau kuat geser antar blok batuan.
3. *Jw/SRF* terdiri dari dua parameter stress. Parameter *Jw* adalah ukuran tekanan air yang dapat mempengaruhi kuat geser dari bidang diskontinu. Sedangkan parameter SRF dapat dianggap sebagai parameter total stress yang

dipengaruhi oleh letak dari lubang bukaan yang dapat mereduksi kekuatan massa batuan. Secara empiris *Jw/SRF* mewakili *active stress* yang dialami batuan.

Tabel 2. 32 *RQD-values and volumetric jointing*
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

1 RQD (Rock Quality Designation)			**RQD**
A	Very poor	(> 27 joints per m³)	0-25
B	Poor	(20-27 joints per m³)	25-50
C	Fair	(13-19 joints per m³)	50-75
D	Good	(8-12 joints per m³)	75-90
E	Excellent	(0-7 joints per m³)	90-100
Note: (i) Where RQD is reported or measured as ≤ 10 (including 0), a nominal value of 10 is used to evaluate Q. (ii) RQD interval of 5, i.e., 100, 95, 90, etc., are sufficiently			

Tabel 2. 33 ***J_n-values***
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

2 Joint set number		**Jn**
A	Massive, no or few joints	0.5-1.0
B	One joint set	2
C	One joint set plus random joints	3
D	Two joint sets	4
E	Two joint sets plus random joints	6
F	Three joint sets	9
G	Three joint sets plus random joints	12
H	Four or more joint sets, random heavily jointed “sugar cube”, etc	15
J	Crushed rock, earthlike	20
Note: (i) For intersections, use (3.0 × J_n). (ii) For portals, use (2.0 × Jn).For portals, use 2 x Jn		

Tabel 2. 34 J_r – *values*
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

3 Joint Roughness Number		**Jr**
a) *Rock-wall contact, and* ***b)*** *Rock-wall contact before 10 cm of shear movement*		
A	Discontinuous joints	4
B	Rough or irregular, undulating	3
C	Smooth, undulating	2
D	Slickensided, undulating	1.5
E	Rough, irregular, planar	1.5
F	Smooth, planar	1
G	Slickensided, planar	0.5
Note: (i) Descriptions refer to small and intermediate scale features, in that order.		
c) *No rock-wall contact when sheared*		
H	Zone containing clay minerals thick enough to prevent rock-wall contact when sheared	1
J	Sandy, gravelly or crushed zone thick enough to prevent rock-wall contact	1
Note: (ii) Add 1.0 if the mean spacing of the relevant joint set ≥ 3 m. (iii) Jr = 0.5 can be used for planar slickensided joints having lineations, provided the lineations are oriented for minimum strength. 4. Joint Alteration Numb		

Tabel 2. 35 J_a –*values*
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

4 Joint Alteration Number		**ϕr approx.**	**Ja**
a) *Rock-wall contact (no mineral fillings, only coatings)*			
A	Tightly healed, hard, non-softening, impermeable filling, i.e., quartz or epidote.	-	0.75
B	Unaltered joint walls, surface staining only.	25°-35°	1

C	Slightly altered joint walls. Non-softening mineral coatings; sandy particles.	25°-30°	2
D	Silty or sandy clay coatings, small clay fraction (non-softening).	20°-25°	3
E	Softening or low friction clay mineral coatings, i.e., kaolinite or mica. Also chlorite, talc gypsum, graphite, etc., and small quantities of swelling clays.	8°-16°	4
b) *Rock-wall contact before 10 cm shear (thin mineral fillings)*			
F	Sandy particles, clay-free disintegrated rock, etc.	25°-30°	4
G	Strongly over-consolidated, non-softening, clay mineral fillings (continuous, but <5mm thickness).	16°-24°	6
H	Medium or low over-consolidation, softening, clay mineral fillings (continuous, but <5mm thickness).	12°-16°	8
J	Swelling-clay fillings, i.e., montmorillonite (continuous, but <5mm thickness). Value of J depends on percent of swelling clay-size particles.	6°-12°	8-12
c) *No rock-wall contact when sheared (thick mineral fillings)*			
K	Zones or bands of disintegrated	6°-24°	6
L	or crushed rock and clay	6°-24°	8
M	(see G, H, J for description of clay condition)	6°-24°	8-12
N	Zones or bands of silty- or sandy-clay, small clay fraction (non-softening)	6°-24°	5
O	Thick, continuous zones or	6°-24°°	10-13
P	bands of clay (see G, H, and	6°-24°	10-13
R	J for clay condition description)	6°-24°	13-20

Tabel 2. 36 J_w *– values*
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

5 Joint Water Reduction Factor		**Water pressure**	**Jw**
A	Dry excavation or minor inflow, i.e., < 5 l/min locally	< 1 (kg/cm²)	1.0
B	Medium inflow or pressure, occasional outwash of joint fillings	1 – 25	0.66

C	Large inflow or high pressure in competent rock with unfilled joints	25 – 10	0.5
D	Large inflow or high pressure, considerable outwash of joint fillings	25 – 10	0.33
E	Exceptionally high inflow or water pressure at blasting, decaying with time	> 10	0.2-0.1
F	Exceptionally high inflow or water pressure continuing without noticeable decay	> 10	0.1-0.05
	Note: (i) Factors C to F are crude estimates. Increase Jw if drainage measures are installed. (ii) Special problems caused by ice formation are not considered.		

Tabel 2. 37 ***SRF-values***
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

6. Stress Reduction Factor				**SRF**
(a) Weakness zones intersecting excavation, which may cause loosening of rock mass when tunnel is excavated				
A	Multiple occurrences of weakness zones containing clay or chemically disintegrated rock, very loose surrounding rock (any depth)			10
B	Single weakness zone containing clay or chemically disintegrated rock (depth of excavation ≤ 50 m)			5
C	Single weakness zone containing clay or chemically disintegrated rock (depth of excavation > 50 m)			2.5
D	Multiple shear zones in competent rock (clay-free) (depth of excavation ≤ 50 m)			7.5
E	Single shear zone in competent rock (clay-free) (depth of excavation ≤ 50 m)			5
F	Single shear zone in competent rock (clay-free) (depth of excavation > 50 m)			2.5
G	Loose, open joint, heavily jointed (any depth)			5
Note: (i) Reduce SRF value by 25-50% if the relevant shear zones only influence but not intersect the excavation.				
(b) Competent rock, rock stress problem				
		σ_C / σ_1	σ_θ / σ_C	**SRF**
H	Low stress, near surface, open joints	> 200	>13	2.5
J	Medium stress, favourable stress condition	200 – 10	13 – 0.66	1
K	High stress, very tight structure. Usually favourable to stability, may be unfavourable to wall stability	10 – 5	0.66 – 0.3	0.5 – 2
L	Mild rock burst (massive)	5 – 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10

M	Heave rock burst (massive)	< 2.5	< 0.16	10 - 20
Note: (ii) For strongly anisotropic virgin stress field (if measured): when $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reduce σc to 0.8 σc and σt to o.8 σt ; when $\sigma_1 / \sigma_3 > 10$, reduce σc to 0.6 σt and 0.6 ; where σc is unconfined compressive strength, σ_1 and σ_3 are major and minor principal stresses, and σ_θ is maximum tangential stress (estimated from elastic theory). (iii) Few cases records available where depth of crown below surface is less than span width. Suggest SRF increase from 2.5 to 5 for such cases (see H).				
(c) Squeezing rock: plastic flow in incompetent rock under the influence of high rock pressure				
				SRF
N	Mild squeezing rock pressure			5 – 10
O	Heavy squeezing rock pressure			10 – 20
Note: (vi) Cases of squeezing rock may occur for depth H > 350 Q1/3. Rock mass compressive strength can be estimated from Q = 7 γ Q1/3 (MPa), where γ = rock density in g/cm3.				
(d) Swelling rock: chemical swelling activity depending on presence of water				
				SRF
P	Mile swelling rock pressure			5 – 10
Q	Heavy swell rock pressure			10 – 15
Note: Jr and Ja classification is applied to the joint set or discontinuity that is least favourable for stability both from the point of view of orientation and shear resistance.				

Tabel 2. 38
***Conversion from actual Q-values to adjusted Q-values for design of wall suppor*t**
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

In rock masses of good quality	Q > 10	Multiply Q-values by a factor of 5.
For rock masses of intermediate ality	0.1 < Q < 10	Multiply Q-values by a factor of 2.5. In cases of high rock stresses, use the actual
For rock masses of poor quality	Q < 0.1	Use actual Q-value.

Menurut Barton, dkk parameter *Jn*, *Jr* dan *Ja* memiliki peranan yang lebih penting dibandingkan pengaruh orientasi bidang diskontinu. Oleh karena itu dalam *Q-system* tidak terdapat parameter *adjustment* terhadap orientasi bidang diskontinu.
Nilai Q yang didapat dihubungkan dengan kebutuhan penyanggan terowongan dengan menetapkan dimensi ekivalen (*equivalent dimension*) dari galian. Dimensi

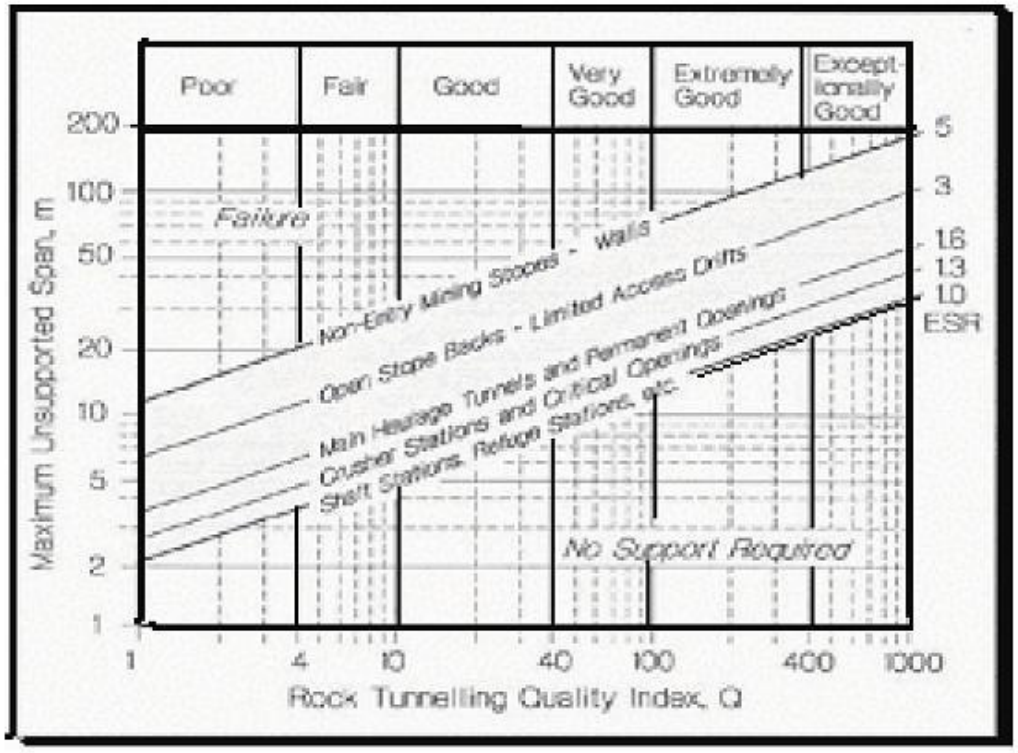
ekivalen merupakan fungsi dari ukuran dan kegunaan dari galian, didapat dengan membagi span, diameter atau tinggi dinding galian dengan harga yang disebut *Excavation Support Ratio* (ESR).

$$\text{Dimensi Ekivalen} = \frac{\text{Panjan galian, diameter atau tinggi (m)}}{\text{ERS}}$$

Tabel 2. 39 *ESR-values*
(http://www.ngi.no/upload/6700/Q-method%20Handbook%202013%20web-version.pdf)

7 Type of excavation		**ESR**
A	Temporary mine openings, etc.	*ca.* 3-5
B	Vertical shafts*: i) circular sections ii) rectangular/square section	*ca.* 2.5 *ca.* 2.0
C	Permanent mine openings, water tunnels for hydro power (exclude high pressure penstocks) water supply tunnels, pilot tunnels, drifts and headings for large openings.	1.6
D	Minor road and railway tunnels, surge chambers, access tunnels, sewage tunnels, etc.	1.3
E	Power houses, storage rooms, water treatment plants, major road and railway tunnels, civil defence chambers, portals, intersections, etc.	1.0
F	Underground nuclear power stations, railways stations, sports and public facilitates,factories, etc.	0.8
G	Very important caverns and underground openings with a long lifetime, ≈ 100 years, or without access for maintenance.	0.5

Hutchinson dan Diederichs (1996) memperkenalkan grafik hubungan antara nilai Q dan span maksimum untuk berbagai macam nilai ESR



Gambar 2. 83 Grafik Hubungan Antara Nilai Q, Maksimum Span, Dan Nilai ESR (http://digilib.itb.ac.id/files/disk1/560/jbptitbpp-gdl-lukmanhaki-27968-4-pagesfr-3.pdf)

span maksimum, dan tekanan penyangga atap untuk melengkapi rekomendasi penyangga pada publikasi yang diterbitkan tahun 1974.

Panjang L dari *rockbolt* ditentukan dari lebar penggalian (B) dan dari nilai ESR melalui persamaan:

$$L = \frac{2 + 0.15\,B}{ERS}$$

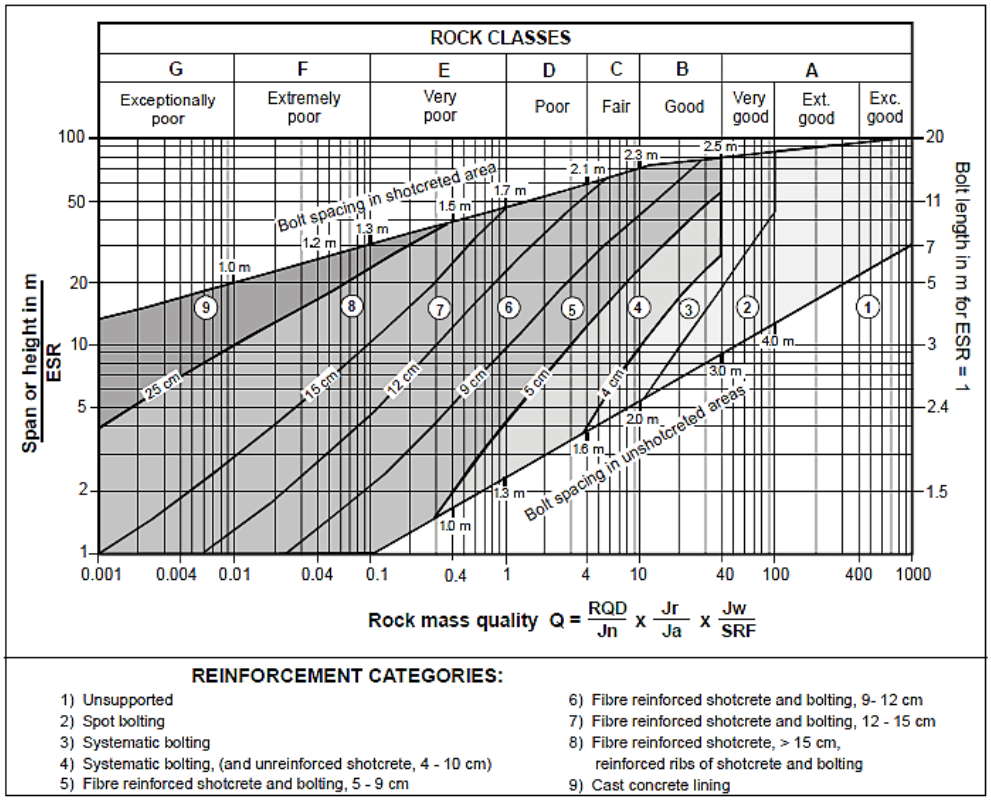
Span maksimum yang tidak disangga dapat dihitung dengan persamaan:

$$\text{Spam maksimum (tidak disangga)} = 2 \times ERS \times Q^{0.4}$$

Grimstad dan Barton (1993) memberikan hubungan antara nilai Q dengan tekanan penyangga atap permanen P_{roof} melalui persamaan:

$$P_{roof} = \frac{200}{Jr}.Q^{1/3}$$

Rekomendasi penyangga ditentukan melalui grafik yang di berikan oleh Grimstad dan Barton (1993) seperti yang ditunjukkan oleh gambar di bawah ini:



Gambar 2. 84 Grafik Penentuan Rekomendasi Penyangga Berdasarkan Q-*System* (*After* Grimstad & Barton, 1993)

2.4.2.7 Contoh Penggunaan Metode Empirik

Berikut ini adalah contoh penggunaan dari metode empirik:

- **Terzaghi"s Rock Mass Classification or Rock Load Classification Method**

Diketahui nilai RQD dari suatu massa batuan adalah 59%, massa jenis batuan atau $\gamma = 1809\ \text{kg/m}^3$. Lebar dan tinggi terowongan yang direncanakan adalah 5 m dan 10 m. Tentukan beban batuan (rock load) dari massa batuan tersebut berdasarkan Klasifikasi Terzaghi.

Penyelesaian:

Berdasarkan Tabel 2.15 (Halaman 2-90) rock condition dan rock load dari massa batuan dapat ditentukan sbb:

Dengan nilai RQD = 59% maka kondisi batuannya masuk dalam kelompok “very blocky and seamy”

$$\text{Rock Load } H_p = (0.20 - 0.60)(B + H_t)$$
$$= (0.30)(10 + 6)$$
$$= 4.8\,\text{m}$$

Maka

$$P = \gamma \times H_p$$
$$= 1809 \times 4.8$$
$$= 8683.2\,\text{kg/m}^2$$

- **Rock Structure Rating (RSR)**

Suatu Tunnel Boring Machine (TBM) dengan diameter 6 m akan dibangun pada batuan sedimentery keras, jarak kekar 7 in dengan dip arah vertikal. Tidak ada aliran air tanah.

Penyelesaian:

Tabel 2. 40 Penyelesaian soal berdasarkan metode RSR

Tabel	Parameter	Description	Value
2.17 (Hal 2-97)	A	Sedimentery keras	2
2.17 (Hal 2-97)	B	Jarak kekar 7 in, dengan dip vertikal	28
		A+B	30
2.17 (Hal 2-98)	C	Tidak ada aliran air tanah	22
2.20 (Hal 2-98)		Adjustment Factor untuk diameter 6 m	1.171
		SRS	53.171

Menghitung tebal shotcrete:

$$t = D\frac{65 - RSR}{150}$$
$$= 6\frac{65 - 53.171}{150}$$
$$= 6\frac{11.829}{150}$$
$$= 0.47316\,\text{m}$$
$$= 47.316\,\text{cm}$$

- **Rock Mass Rating System (RMR)**

Sebuah terowongan akan digerakkan melewati granit lapuk ringan dengan dominan joint set dipping di 60^o melawan arah tersebut. Indeks pengujian dan penebangan berlian dibor inti memberikan nilai Point-load strength index 8 MPa dan nilai RQD rata-rata 70%. Sendi agak kasar dan sedikit lapuk dengan pemisahan <1 mm, berjarak pada 300 mm. Kondisi Tunneling diantisipasi akan basah.

Penyelesaian:

Tabel 2. 41 Penyelesaian soal berdasarkan metode RMR

Tabel	Item	Value	Rating
2.30A-1 (Hal 2-106)	Point Load Index	8 MPa	12
2.30A -2 (Hal 2-106)	RQD	70%	13
2.30A -3 (Hal 2-107)	Spacing of discontinuities	300 mm	10
2.30 -4 (Hal 2-107)	Condition of discontinuities	Sendi agak kasar dan sedikit lapuk dengan pemisahan <1 mm	22
2.30A -5 (Hal 2-107)	Groundwater	Wet	7
2.30B (Hal 2-107)	Adjustment for joint orientation	Tunnel	-5
		Total (RMR)	59

Dengan RMR = 59, tabel 2.31 (Halaman 2-108) menunjukkan bahwa masaa batuan masuk dalam kelompok "Fair Rock" dimana terowongan:

- Digali (excavation) dengan top heading and bench, dengan 1.5 sampai 3 m terlebih dahulu di top heading. Support harus dipasang setelah ledakan dan support harus ditempatkan pada jarak maksimum 10 m dari depan.
- Rock bolts (20mm diameter fully grouted bolts) dengan menggunakan 4 m panjang berjarak pada 1,5 sampai 2 m di mahkota dan dinding dengan mesh mahkota.

– 50 sampai 100 mm dari shotcrete untuk mahkota dan 30 mm dari shotcrete untuk dinding.

Dari kelas batuan “Fair Rock” , tabel 2.30D (Halaman 2-107) memberikan Stand-up time yang dibutuhkan adalah 1 minggu untuk 5 m span.

- **Rock Mass Quality (Q) System**

15 m rentang crusher chamber untuk tambang bawah tanah harus digali pada kedalaman 2.100 m di bawah permukaan, dengn lebar terowongan 8.5 m. Massa batuan berisi dua set joint mengendalikan stabilitas. Joint ini bergelombang, kasar dan unweathered dengan sangat kecil pewarnaan permukaan. Nilai RQD berkisar dari 85% sampai 95% dan tes laboratorium pada sampel batuan utuh memberikan kuat tekan uniaksial rata-rata 170 MPa. Arah tegangan utama adalah sekitar vertikal dan horizontal dan besarnya tegangan utama horisontal adalah sekitar 1,5 kali dari tegangan utama vertikal. Massa batuan basah secara lokal tetapi tidak ada bukti air mengalir.

Penyelesaian:

Tabel 2. 42 Penyelesaian soal berdasarkan metode Q-system

Tabel	Parameter	Decsription	Value
2.32 (Hal 2-112)	RQD	85% - 95%	90 (Average)
2.33 (Hal 2-112)	Jn	Untuk 2 joint set	4
2.34 (Hal 2-113)	Jr	Kasar atau tidak teratur yang bergelombang	3
2.35 (Hal 2-113)	Ja	Unaltered joint wall with surface staining only	1
2.36 (Hal 2-114)	Jw	Excavation with minor inflow	1
2.37 (Hal 2-115)	SRF	$\sigma c / \sigma 1 < 2.5$ (competent rock)	15 (average)
2.39 (Hal 2-117)	ESR	Permanent mine opening	16

Untuk kedalaman bawah permukaan 2.100 m stres overburden akan sekitar 57 MPa

$$\text{Stres overburden} = 2100m^2 \times 27kN/m^3$$
$$= 57\,\text{Mpa}$$

$$\text{The major principal stress}\,\sigma_1 = 1.5 \times 57$$
$$= 85\,\text{Mpa}$$

Mengingat, kuat tekan uniaksial adalah (σ_c) sekitar 170 MPa, maka:

$$\sigma_c/\sigma_1 = 170/85 = 2$$

– Mencari nilai Q menggunakan persamaan berikut:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \cdot \frac{Jr}{Ja} \cdot \frac{Jw}{SRF}$$

$$Q = \frac{90}{4} \times \frac{3}{1} \times \frac{1}{15}$$
$$= 4.5$$

– Untuk rentang penggalian 15 m, dimensi ekivalennya adalah:

$$\text{Dimensi Ekivalen} = \frac{\text{Spam atau tinggi (m)}}{\text{ERS}}$$
$$= \frac{15}{1.6}$$
$$= 9.4\,\text{m}$$

– Dari Gambar 2.84 (Halaman 2-119), nilai Dimensi Ekivalen 9.4 dan nilai Q sebesar 4,5 tempat penggalian crusher ini dalam kategori (4), yang membutuhkan pola rockbolts (spasi sebesar 2,3 m) dan 40 sampai 50 mm dari shotcrete pondasi tanpa perkuatan.

– Panjang L dari *rockbolt:*

$$\text{L} = \frac{2 + 0.15\,\text{B}}{\text{ERS}}$$
$$= \frac{2 + (0.15 \times 8.5)}{1.6}$$
$$= 2.05\,\text{m}$$

– Span maksimum

$$\begin{aligned}\text{Span maksimum (tidak disangga)} &= 2 \times \text{ERS} \times \text{Q}^{0.4} \\ &= 2 \times 1.6 \times 4.5^{0.4} \\ &= 5.84\ \text{m}\end{aligned}$$

– Tekanan penyangga atap permanen

$$\begin{aligned}\text{P}_{\text{roof}} &= \frac{2\sqrt{\text{Jn}}\ \text{Q}^{-\frac{1}{3}}}{3\,\text{Jr}} \\ &= \frac{2\sqrt{4} \times 9.4^{-\frac{1}{3}}}{3 \times 3} \\ &= \frac{8.435}{9} \\ &= 0.9372\ \text{kN/m}^2\end{aligned}$$

2.4.3 Metode Numerik

Metode Elemen hingga adalah metode numerik untuk memperoleh pemecahan persoalan dengan cara pendekatan dengan menggunakan elemen diskrit. Metode elemen hingga memecahkan persoalan elastisitas dengan membagi kontinum menjadi elemen diskrit yang jumlahnya terhingga atau terbatas dan kemudian menyatakan besaran yang akan dicari pemecahannya dalam fungsi interpolasi.

Langkah-langkah umum dalam perumusan model Finite Element untuk masalah tegangan-regangan adalah:

1. Diskritisasi dan menetukan tipe elemen yang tepat

   Diskritisasi merupakan proses membagi model dari suatu persoalan yang akan dianalisis menjadi beberapa elemen yang lebih kecil dengan tipe atau jesin elemen yang sesuai. Setiap elemen disambungkan dengan nodal. Setiap elemen dan nodal diberi nomor sehingga dapat dibuat matrik kekakuan yang menyambungkan satu elemen dengan elemen lainnya. Urutan pemberian nomor pada nodal dan elemen sangat mepengaruhi banyaknya waktu yang dibutuhkan untuk melakukan perhitungan.
2. Menetukan fungsi perpindahan dari suatu elemen
3. Menetukan hubungan regangan-perpindahan dan tegangan-regangan

4. Menentukan matrik kekakuan dan persaman suatu elemen
5. Menggabungkan persamaan elemen menjadi persamaan global dan menentukan kondisi batas.
   Setiap persamaan elemen yang diperoleh dari langkah sebelumnya digabung dengan menggunakan metode superposisi yang disebut dengan direct stiffness method.
6. Menghitung tegangan dan regangan elemen
7. Menginterpretasikan hasil yang diperoleh

Sekarang terdapat sejumlah program komputer Finite Element tersedia secara komersial khususnya untuk aplikasi geoteknik termasuk terowongan. Berikut ini adalah eberapa (tidak semua) Finite Element yang populer digunakan antara lain:

1. Abaqus (2d dan 3D) (Hibbit, Karlsson & Sorense, 1978) – General FEM.
2. BEFE (2d dan 3D) (Bounday Element dan Finite Element, Beer, 2001?)
3. Caesar LCPC (2d dan 3D) (Laboratoire Central des Pontes et Chausses)
4. Diana (2d dan 3D) (TNO Diana, 2003) – General FEM
5. Phase 2 (2d) (Rocscience, 2001)
6. Plaxis 8.0, dan Plaxis Tunnel (2d dan 3D) (Vermeer & De Brost, 1981)
7. TALPA (2d) (Sofistik Aktiengesellshaft, 2003)

Konsep dasar metode elemen hingga adalah apabila suatu sistem dikenai gaya luar, maka gaya luar tersebut diserap oleh sistem tersebut dan akan menimbulkan gaya dalam dan perpindahan. Untuk mengetahui besarnya gaya dalam dan perpindahan akibat gaya luar tersebut, perlu dibentuk suatu persamaan yang mewakili sistem tersebut. Dalam metode elemen hingga keseluruhan sistem dibagi kedalam elemen elemen dengan jumlah tertentu. Selanjutnya dibentuk persamaan

$$[K]\{D\} = \{R\}$$

Dimana:

$[K]$: matriks kekakuan global

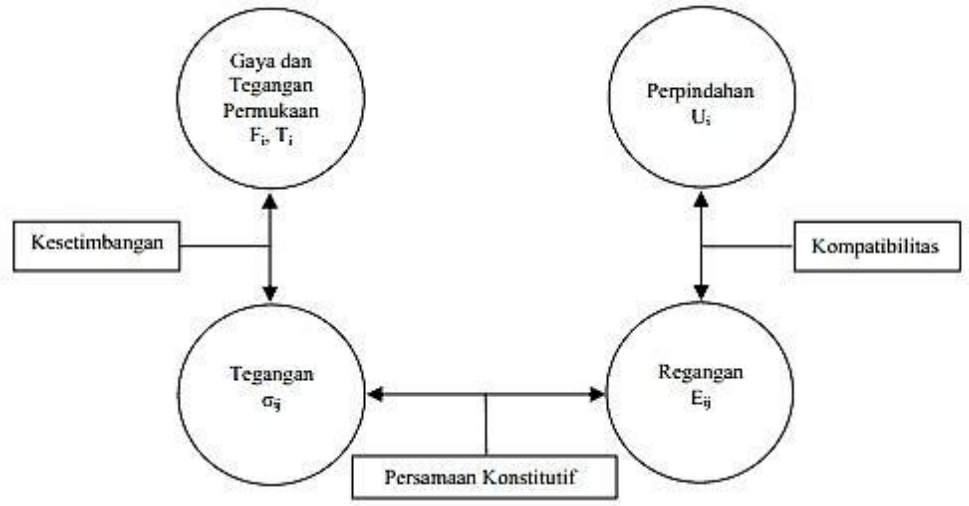
$\{D\}$: matriks perpindahan global

$\{R\}$: matriks gaya global

Proses pembentukan persamaan diatas harus memenuhi kondisi berikut :

1. Kesetimbangan, yaitu kesetimbangan gaya gaya yang bekerja pada setiap elemen dan keseluruhan material.
2. Kompatibilitas, berkaitan dengan geometri dari material yaitu hubungan perpindahan dengan dan regangan.
3. Persamaan konstitutif dari material, mengenai hubungan tegangan regangan yang merupakan kareakteristik dari material.

Kondisi batas dan kondisi awal gaya-gaya dan perpindahan secara khusus harus memenuhi kondisi kesetimbangan dan kondisi kompatibilitas. Hubungan ketiga kondisi diatas tergambar dalam bagan berikut :



Gambar 2. 85 Hubungan antara variabel-variabel dalam penyusunan persamaan elemen hingga (Chen and Baladi, 1985)

2.4.3.1 Persamaan Konstitutif

Diantara ketiga kondisi yang harus dipenuhi dalam pembentukan persamaan elemen hingga, persamaan konstitutif adalah yang paling rumit. Persamaan konstitutif tidak sama untuk semua material. Persamaan konstitutif harus didekati oleh fungsi yang sederhana maupun yang cukup kompleks.

Persamaan konstitutif menggambarkan komponen-komponen tegangan σ dan komponen regangan ε pada setiap titik pada keseluruhan sistem. Hubungan ini bisa sederhana atau cukup rumit tergantung dari material yang dianalisa.

Persamaan konstitutif untuk setiap material ditentukan dengan percobaan dan mungkin merupakan suatu fungsi dari besaran fisik yang terukur selain tegangan dan regangan seperti suhu dan waktu, atau parameter internal yang tidak dapat diukur langsung.

Efek parameter internal pada hubungan tegangan-regangan dari suatu material diantaranya adalah sejarah tegangan dan reregangan, atau sejarah kejadian mekanis yang terjadi mengenai material tersebut.

2.4.3.2 Material Elastik Linier

Hubungan tegangan-regangan dalam suatu bahan yang bersifat linier dikenal dengan hukum Hooke. Menurut Hooke, satuan perpanjangan elemen dalam batas proporsionalnya

$$\varepsilon_x = \frac{\sigma_x}{E_x}$$

diman E adalah modulus elastisitas bahan.

Perpanjangan elemen dalam arah x ini didikuti dengan komponen melintang

$$\varepsilon_x = -\nu \frac{\sigma_x}{E_x}$$

$$\varepsilon_x = -\nu \frac{\sigma_x}{E_x}$$

dimana ν adalah konstanta Poisson Ratio.

Untuk bahan yang isotropik modulus elastisitas bahan dalam segala arah sama besar.

Dengan demikian diperoleh keseluruhan tegangan normal sebagai berikut :

$$\varepsilon_x = \frac{1}{E}\left[\sigma_x - \nu\left(\sigma_y + \sigma_z\right)\right]$$

$$\varepsilon_y = \frac{1}{E}\left[\sigma_y - \nu\left(\sigma_x + \sigma_z\right)\right]$$

$$\varepsilon_z = \frac{1}{E}\left[\sigma_x - \nu(\sigma_x + \sigma y)\right]$$

Untuk kondisi regangan geser akibat tegangan geser adalah :

$$\gamma_{xy} = \frac{\tau_{xy}}{G}$$

$$\gamma_{xz} = \frac{\tau_{xz}}{G}$$

$$\gamma_{xyz} = \frac{\tau_{yz}}{G}$$

dimana :

$$G = \frac{E}{2(1+\nu)}$$

Dalam bentuk matriks tegangan-regangan $\varepsilon = C.\sigma$ diatas menjadi :

$$C = \frac{1}{E}\begin{Bmatrix} 1 & -\nu & -\nu & 0 & 0 & 0 \\ -\nu & 1 & -\nu & 0 & 0 & 0 \\ -\nu & -\nu & 1 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 2(1+\nu) & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 2(1+\nu) & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 2(1+\nu) \end{Bmatrix}$$

Dengan menginvers persamaan diatas akan diperoleh hubungan $\sigma = K.\varepsilon$:

$$K = C^1 = \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)}\begin{Bmatrix} 1-\nu & \nu & \nu & 0 & 0 & 0 \\ \nu & 1-\nu & -\nu & 0 & 0 & 0 \\ \nu & \nu & 1-\nu & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & \frac{1-2\nu}{2} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{1-2\nu}{2} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & \frac{1-2\nu}{2} \end{Bmatrix}$$

2.4.3.3 Kondisi Plane Strain

Dalam banyak analisa bangunan geoteknik seperti terowongan, galian dan sebagainya, analisa dilakukan dengan menyederhanakan bangunan tersebut. Analisa dilakukan dengan mengambil suatu penampang seragam dan menganalisanya secara 2D.

Regangan tegak lurus penampang dianggap nol. Kondisi ini dinamakan Plane Strain dan secara matematis dituliskan dengan $\varepsilon_z = \gamma_{yz} = \gamma_{zy} = 0$.

Hubungan tegangan-regangan $\{\sigma\} = [C]\{\varepsilon\}$ untuk kondisi plane strain dan isotropik menjadi :

$$\begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \sigma_{xy} \end{Bmatrix} = \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \begin{bmatrix} 1-\nu & \nu & 0 \\ \nu & 1-\nu & 0 \\ 0 & 0 & \dfrac{1-\nu}{2} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix}$$

σ_z diperoleh dari persamaan $\varepsilon_z = 0 = \dfrac{\sigma_z + \nu\sigma_y + \nu\sigma_x}{E}$ setelah nilai σ_x dan σ_y.

2.4.3.4 Kondisi Plane Stress

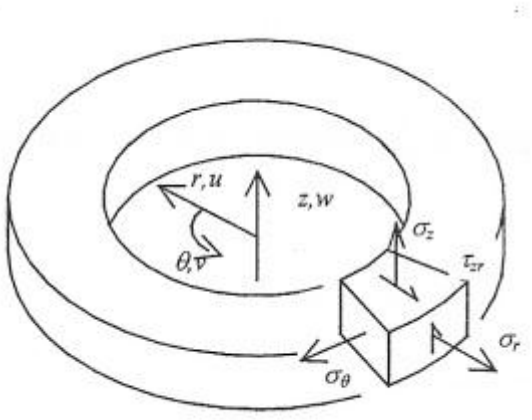
Kondisi plane stress adalah kondisi dimana tegangan pada salah satu sumbu bernilai nol, misalnya sumbu z. Secara matematis dituliskan $\sigma_z = \tau_{yz} = \tau_{zy} = 0$. Kondisi ini misalnya terjadi pada suatu pelat atau cangkang tipis.

Hubungan tegangan-regangan $\{\sigma\} = [C](\varepsilon)$ untuk kondisi plane stress dan isotropik menjadi :

$$\begin{Bmatrix} \sigma_x \\ \sigma_y \\ \sigma_{xy} \end{Bmatrix} = \frac{E}{1-\nu^2} \begin{bmatrix} 1 & \nu & 0 \\ \nu & 1 & 0 \\ 0 & 0 & \dfrac{1-\nu}{2} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix}$$

2.4.3.5 Kondisi Axially Symetric Solids (Axisymmetric)

Kondisi axisymmetric diperoleh dengan memutar bidang 2D pada suatu sumbu salam satu putaran. Koordinat yang digunakan adalah r, ϕ , dan z. Kondisi ini misalnya terjadi pada analisa test triaxial atau pada bangunan lain yang berbentuk silinder.



Gambar 2. 86 Elemen Axisymmetric (Cook, 1989)

Hubungan tegangan-regangan $\{\sigma\}=[C](\varepsilon)$ untuk kondisi axisymmetric dan isotropik adalah :

$$\begin{Bmatrix}\sigma_x\\ \sigma_y\\ \sigma_{xy}\end{Bmatrix}=\frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)}\begin{bmatrix}1-\nu & \nu & 0\\ \nu & 1-\nu & 0\\ 0 & 0 & \frac{1-\nu}{2}\end{bmatrix}\begin{Bmatrix}\varepsilon_x\\ \varepsilon_y\\ \gamma_{xy}\end{Bmatrix}$$

Pada tugas akhir ini program komputer yang akan digunakan untuk menyelesaikan metode *finite element* adalah *Plaxis 3D Tunnel dan Phase2.*