

# **SKRIPSI**

## **REKOMENDASI RANCANGAN GEOMETRI PILAR PADA METODE PENAMBANGAN *AUGER MINING* DENGAN MENGGUNAKAN PERSAMAAN BIENIAWSKI (1967)**

(Studi Kasus: PT Kitadin, *Site* Embalut, Kabupaten Kutai Kartanegara,  
Provinsi Kalimantan Timur)

**Disusun dan diajukan oleh**

**MUH. ANTARIRUANDA**

**D621 15 310**



**PROGRAM STUDI TEKNIK PERTAMBANGAN  
FAKULTAS TEKNIK  
UNIVERSITAS HASANUDDIN**

**MAKASSAR**

**2022**

**LEMBAR PENGESAHAN SKRIPSI**

**REKOMENDASI RANCANGAN GEOMETRI PILAR PADA METODE  
PENAMBANGAN *AUGER MINING* DENGAN MENGGUNAKAN  
PERSAMAAN BIENIAWSKI (1967)**

(Studi Kasus: PT Kitadin, *Site* Embalut, Kabupaten Kutai Kartanegara,  
Provinsi Kalimantan Timur)

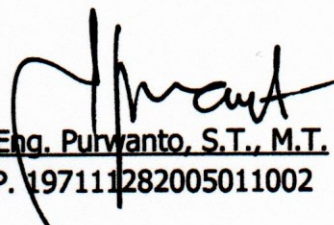
**Disusun dan diajukan oleh**

**MUH. ANTARIRUANDA  
D62115310**

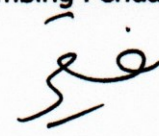
Telah dipertahankan di hadapan Panitia Ujian yang dibentuk dalam rangka Penyelesaian Studi Program Sarjana Program Studi Teknik Pertambangan Fakultas Teknik Universitas Hasanuddin pada tanggal 20 Juni 2022 dan dinyatakan telah memenuhi syarat kelulusan.

Menyetujui,

Pembimbing Utama,

  
Dr. Eng. Purwanto, S.T., M.T.  
NIP. 197111282005011002

Pembimbing Pendamping,

  
Nirmana Figra Qaidahiyani, S.T., M.T.  
NIP. 199304222019032018

Ketua Program Studi,

  
Dr. Eng. Purwanto, S.T., M.T.  
NIP. 197111282005011002



## PERNYATAAN KEASLIAN

Yang bertanda tangan di bawah ini:

Nama : Muh. Antariuanda  
NIM : D62115310  
Program Studi : Teknik Pertambangan  
Jenjang : S1

Menyatakan dengan ini bahwa karya tulisan saya berjudul

REKOMENDASI RANCANGAN GEOMETRI PILAR PADA METODE PENAMBANGAN  
*AUGER MINING* DENGAN MENGGUNAKAN PERSAMAAN BIENIAWSKI (1967)  
(Studi Kasus: PT Kitadin, *Site* Embalut, Kabupaten Kutai Kartanegara, Provinsi  
Kalimantan Timur)

adalah karya tulisan saya sendiri dan bukan merupakan pengambilalihan tulisan orang lain bahwa Skripsi yang saya tulis ini benar-benar merupakan hasil karya saya sendiri.

Apabila di kemudian hari terbukti atau dapat dibuktikan bahwa sebagian atau keseluruhan Skripsi ini hasil karya orang lain maka saya bersedia menerima sanksi atas perbuatan tersebut.

Makassar, 04 Juli 2022

Yang menyatakan



Muh. Antariuanda  
NIM. D62115310

## ABSTRAK

*Auger mining* adalah metode penambangan batubara yang dilakukan dengan menambang batubara melalui dinding-dinding pada lereng yang sudah mencapai *ultimate pit limit*. Pengoperasian *auger mining* di PT Kitadin dinilai belum sesuai baik dari aspek keamanan sesuai dengan Kepmen ESDM No. 1827 K/30/MEM/2018. Maka dari itu, analisis terkait geometri pilar perlu dilakukan. Adapun fokus dari penelitian ini ada pada pengaruh kekuatan batubara yang ada di lapangan terhadap geometri lubang bukaan pada *auger mining*. Tujuan dilakukannya penelitian ini adalah memberikan rekomendasi dan pemodelan terkait rancangan geometri pilar sesuai dengan faktor keamanan yang diterapkan oleh perusahaan. Berdasarkan hasil analisis dan pengolahan data faktor maka diperoleh jumlah *web pillar* optimum pada *Seam 17 Pit S22GN* dalam 1 panel adalah 5 *web pillar* dengan lebar 1,55 m dengan nilai FK 1,30. Untuk *barrier pillar* optimum lebar yang direkomendasikan adalah 5,48 m dengan perbandingan 1 *barrier pillar* dan 5 *web pillar* dalam 1 panel. Dari pemodelan dan rancangan yang dibuat menggunakan perangkat lunak *Phase2* diperoleh nilai *strength factor* untuk *web pillar* 1,02—2,55 dan *barrier pillar* 1,03—19,33. Total *perpindahan* yang diperoleh untuk *web pillar* berada pada rentang 0,1—1 mm dan *barrier pillar* berada pada rentang 0,1—1 mm. Secara analitik nilai FK pada pilar batubara diperoleh dari perbandingan antara kekuatan batubara dengan tegangan *in situ* vertikal. Sementara, penentuan *strength factor* pada perangkat lunak *Phase2* diperoleh dari hasil bagi dari kekuatan batubara dengan tegangan terinduksi pada setiap titik dalam *mesh*.

Kata kunci: *auger mining*, geometri pilar, *web pillar*, *barrier pillar*, faktor keamanan, *strength factor*.



## **ABSTRACT**

*Auger mining is a coal mining method that is carried out by mining coal through walls on slopes that have reached the ultimate pit limit. The operation of auger mining at PT Kitadin is considered not to be suitable both from the security aspect following the Minister of Energy and Mineral Resources Decree No. 1827 K/30/MEM/2018. The focus of this research is on the effect of the strength of the coal in the field on the geometry of the aperture in the auger mining. The purpose of this research is to provide recommendations regarding the design of the pillar geometry by the safety factors applied by the company. The optimum number of web pillars at Seam 17 Pit S22GN in 1 panel is 5 web pillars with a width of 1.505m with a FK value of 1.30. For the optimum barrier pillar, the recommended width is 5.48 m with a ratio of 1 barrier pillar and 5 web pillars in 1 panel. From the modeling and design made using the Phase2 software, the strength factor values for the web pillar 1.02—2.55 and the barrier pillar 1.03—19.33 were obtained. Total displacement obtained for the web pillar is in the range of 0.1—1 mm and the barrier pillar is in the range of 0.1-1 mm. Analytically, the Safety Factor value on the coal pillar is obtained from the comparison between the coal strength and the vertical in situ stress. Meanwhile, the determination of the strength factor in the Phase2 software is obtained from the quotient of the coal strength with the induced stress at each point in the mesh.*

*Keywords: auger mining, pillar geometry, web pillar, barrier pillar, safety factor, strength factor.*

## KATA PENGANTAR

Puji syukur penulis panjatkan kepada Allah SWT karena atas karunia-Nya penulis dapat menyelesaikan tugas akhir dengan judul "**Rekomendasi Rancangan Geometri Pilar Pada Metode Penambangan Auger Mining Dengan Menggunakan Persamaan Bieniawski (1967)**". Selawat serta salam tak lupa penulis haturkan kepada suri teladan Nabiullah Muhammad SAW yang telah menabur bebi-benih kebajikan seperti saat ini. Penyusunan tugas akhir ini dimaksudkan sebagai ketentuan dasar untuk penyelesaian studi di Departemen Teknik Pertambangan, Fakultas Teknik, Universitas Hasanuddin. Ucapan terima kasih yang sebesar-besarnya tak lupa penulis berikan kepada seluruh pihak yang telah membantu hingga pada tahap penyusunan laporan tugas akhir ini, yang diantaranya:

1. Bapak Irmanto Jaya selaku *Geotech Engineer* dan *Auger Machine Operator*, yang telah membantu dari segi penyediaan data dalam penelitian tugas akhir di PT Kitadin, *Site Embalut*, Kalimantan Timur.
2. Bapak Rusdi Koddeng selaku *Section Chief* Departemen *Mine Plan* yang telah memberikan masukan dalam penelitian tugas akhir di PT Kitadin, *Site Embalut*, Kalimantan Timur.
3. Bapak Purwanto selaku Pembimbing I sekaligus Kepala Departemen Teknik Pertambangan Fakultas Teknik Universitas Hasanuddin yang telah memberikan bimbingan dan masukan dalam penyusunan laporan tugas akhir.
4. Ibu Nirmana Fiqra Qaidahiyani selaku Pembimbing II sekaligus Kepala Penjaminan Mutu Departemen Teknik Pertambangan Fakultas Teknik Universitas Hasanuddin yang telah memberikan bimbingan dan masukan selama penyusunan laporan tugas akhir.

5. Bapak Muhammad Ramli dan Ibu Rini Novrianti Sutardjo Tui selaku Dosen Penguji yang telah memberikan saran dan masukan dalam penyusunan tugas akhir ini.
6. Bapak Rudin dan Ibu Marhani selaku orang tua yang selalu memberikan doa dan dukungan dalam bentuk apapun sehingga penyusunan laporan tugas akhir berjalan dengan lancar.
7. Zalsa Vionatha yang memberikan semangat dan menemani hingga tahap akhir penyusunan tugas akhir ini.
8. Kanda Jois Seprianto Patabang yang telah membantu dalam tahapan pengolahan data dan penyusunan laporan tugas akhir ini.
9. Rekan-rekan seperjuangan Mahasiswa Departemen Teknik Pertambangan Fakultas Teknik Universitas Hasanuddin terkhusus untuk Angkatan 2015 STABILITY dan anggota LBE Geomekanika yang selalu memberikan dukungan dan masukan selama penyusunan laporan tugas akhir.

Penulis menyadari bahwa dalam tugas akhir ini masih terdapat banyak kekurangan. Oleh karena itu, saran dan kritik senantiasa penulis harapkan guna penyempurnaan tugas akhir dalam penyusunan berikutnya. Semoga tugas akhir ini bermanfaat dan menjadi bekal pengetahuan khususnya di bidang ilmu Teknik pertambangan baik itu untuk penulis sendiri maupun pembaca. Sekian dan terima kasih.

Makassar, 20 Juni 2022

Muh. Antariuanda  
NIM. D62115310

## DAFTAR ISI

<b>SAMPUL</b>	
<b>LEMBAR PENGESAHAN SKRIPSI .....</b>	<b>ii</b>
<b>PERNYATAAN KEASLIAN .....</b>	<b>iii</b>
<b>ABSTRAK.....</b>	<b>iv</b>
<b>ABSTRACT.....</b>	<b>v</b>
<b>KATA PENGANTAR .....</b>	<b>vi</b>
<b>DAFTAR ISI .....</b>	<b>viii</b>
<b>DAFTAR GAMBAR.....</b>	<b>xii</b>
<b>DAFTAR TABEL.....</b>	<b>xiv</b>
<b>DAFTAR LAMPIRAN .....</b>	<b>xvi</b>
<b>BAB I PENDAHULUAN .....</b>	<b>1</b>
1.1 Latar Belakang .....	1
1.2 Rumusan Masalah.....	4
1.3 Batasan Masalah.....	4
1.4 Tujuan Penelitian .....	4
1.5 Manfaat Penelitian .....	5
1.6 Lokasi Penelitian .....	5
1.7 Tahapan Penelitian .....	6
<b>BAB II GEOMETRI PILAR PADA <i>AUGER MINING</i> .....</b>	<b>9</b>
2.1 Sejarah <i>Auger Mining</i> .....	9
2.2 Penerapan <i>Auger Mining</i> .....	10
2.3 Pengaruh Tegangan <i>In Situ</i> .....	12
2.4 Sifat Fisik dan Mekanis Batuan .....	16
2.4.1 Sifat Fisik.....	16
2.4.2 Sifat Mekanis.....	17
2.5 <i>Rock Quality Designation Index</i> (RQD).....	20



2.6	<i>Rock Mass Rating (RMR)</i> .....	21
2.6.1	<i>Uniaxial Compressive Strength (UCS)</i> .....	22
2.6.2	<i>Rock Quality Design (RQD)</i> .....	23
2.6.3	Jarak Diskontinuitas .....	24
2.6.4	Kondisi Diskontinuitas .....	24
2.6.5	Kondisi Muka Air Tanah.....	25
2.6.6	Orientasi Diskontuitas .....	25
2.7	<i>Geological Strength Index (GSI)</i> .....	27
2.8	Karakteristik Massa Batuan .....	28
2.9	Kekuatan Pilar Batubara .....	32
2.10	Ketinggian Zona Rekahan .....	35
<b>BAB III METODE PENELITIAN .....</b>		<b>37</b>
3.1	Studi Literatur .....	37
3.2	Kondisi Umum Wilayah Penelitian .....	37
3.3	Data Lapangan .....	39
3.3.1	Pengamatan Lapangan.....	39
3.3.2	Pengukuran Lapangan.....	40
3.4	Data Laboratorium .....	41
3.4.1	Uji Sifat Fisik .....	41
3.4.2	Uji Sifat Mekanis.....	42
3.5	Pengolahan Data .....	43
3.5.1	Pembobotan Nilai RMR.....	44
3.5.2	Prediksi Tinggi Runtuhan pada Panel .....	44
3.5.3	Analisis Desain <i>Web Pillar</i> dan <i>Barrier Pillar</i> .....	44
3.5.4	Pemodelan 2D Menggunakan Perangkat Lunak <i>Phase2</i> Berdasarkan Hasil Rekomendasi.....	45
3.6	Diagram Alir Penelitian .....	48
<b>BAB IV RANCANGAN GEOMETRI PILAR PADA AUGER MINING.....</b>		<b>49</b>

4.1	Nilai <i>Geological Strength Index</i> (GSI) <i>Seam 17</i> .....	49
4.2	Sifat Fisik dan Mekanis Batubara <i>Seam 17</i> .....	50
4.2.1	Hasil Uji Sifat Fisik .....	50
4.2.2	Hasil Uji Sifat Mekanis .....	51
4.2.3	Kekuatan Tekan <i>In situ</i> Batubara .....	53
4.3	Klasifikasi <i>Rock Mass Rating</i> (RMR) <i>Seam 17</i> .....	53
4.3.1	Data Uji UCS .....	53
4.3.2	Data RQD .....	54
4.3.3	Data Jarak Diskontinuitas .....	55
4.3.4	Data Diskontinuitas.....	56
4.3.5	Data Kondisi Muka Air Tanah .....	57
4.3.6	Data Orientasi Perlapisan .....	58
4.4	Analisis Tinggi Runtuhan pada Panel <i>Seam 17</i> .....	59
4.5	Analisis Dimensi Pilar Aktual <i>Seam 17</i> .....	60
4.5.1	<i>Web Pillar</i> Aktual .....	60
4.5.2	<i>Barrier Pillar</i> Aktual .....	62
4.6	Rekomendasi <i>Span</i> Berdasarkan Prediksi Tinggi Runtuhan .....	64
4.7	Rekomendasi Dimensi Pilar <i>Seam 17</i> .....	65
4.7.1	Rekomendasi <i>Web Pillar</i> .....	65
4.7.2	Rekomendasi <i>Barrier Pillar</i> .....	66
4.8	Pemodelan Menggunakan Perangkat Lunak <i>Phase2</i> .....	69
<b>BAB V PENUTUP .....</b>		<b>76</b>
5.1	Kesimpulan .....	76
5.2	Saran .....	76
<b>DAFTAR PUSTAKA.....</b>		<b>77</b>
<b>LAMPIRAN .....</b>		<b>80</b>
LAMPIRAN A .....		81
LAMPIRAN B .....		83

LAMPIRAN C .....	85
LAMPIRAN D .....	87
LAMPIRAN E .....	89

## DAFTAR GAMBAR

Gambar 2.1 Alat <i>auger</i> bawah tanah milik Compton .....	9
Gambar 2.2 <i>Web pillar</i> dan <i>barrier pillar</i> .....	12
Gambar 2.3 Hubungan antara tegangan <i>in situ</i> vertikal dengan kedalaman .....	13
Gambar 2.4 Rasio tegangan horizontal terhadap vertikal .....	15
Gambar 2.5 Ukuran sampel yang dikenai gaya pada saat uji kuat tekan .....	18
Gambar 2.6 Kurva tegangan regangan pada uji kuat tekan uniaksial.....	18
Gambar 2.7 Metode pengukuran dan perhitungan RQD.....	21
Gambar 2.8 GSI untuk massa batuan berkekar.....	27
Gambar 2.9 Efek ukuran terhadap kekuatan batubara .....	33
Gambar 2.10 Simulasi model fisik pengaruh lebar lubang bukaan .....	36
Gambar 3.1 Kenampakan lokasi penambangan <i>auger mining</i> .....	38
Gambar 3.2 Kondisi lubang bukaan <i>auger mining</i> .....	40
Gambar 3.3 <i>Material properties</i> batubara pada <i>Phase2</i> .....	46
Gambar 3.4 Hasil pemodelan berdasarkan data <i>auger mining</i> .....	47
Gambar 3.5 Hasil intepretasi data <i>auger mining</i> .....	47
Gambar 3.6 Diagram alir penelitian .....	48
Gambar 4.1 Kondisi permukaan batubara pada <i>Seam 17</i> .....	49
Gambar 4.2 Lubang bukaan <i>auger mining</i> pada <i>Seam 17</i> .....	50
Gambar 4.3 Hasil log bor pada <i>Seam 17</i> .....	55
Gambar 4.4 Pemodelan lubang bukaan berdasarkan hasil rekomendasi.....	69
Gambar 4.5 Dimensi lubang bukaan dan dimensi pilar.....	69
Gambar 4.6 Analisis <i>strength factor</i> pada perangkat lunak <i>Phase2</i> .....	70
Gambar 4.7 Nilai <i>strength factor</i> untuk <i>web pillar</i> .....	71
Gambar 4.8 Nilai <i>strength factor</i> untuk <i>barrier pillar</i> .....	71

Gambar 4.9 Analisis total perpindahan pada perangkat lunak <i>Phase2</i> .....	72
Gambar 4.10 Nilai perpindahan untuk <i>web pillar</i> .....	73
Gambar 4.11 Nilai perpindahan untuk <i>barrier pillar</i> .....	73
Gambar 4.12 Grafik nilai total perpindahan pada <i>web pillar</i> .....	74
Gambar 4.13 Grafik nilai total perpindahan pada <i>barrier pillar</i> .....	74

## DAFTAR TABEL

Tabel 2.1 Pembobotan nilai untuk parameter pengujian UCS .....	22
Tabel 2.2 Pembobotan nilai untuk parameter RQD .....	23
Tabel 2.3 Pembobotan nilai untuk parameter jarak diskontinuitas.....	24
Tabel 2.4 Pembobotan nilai untuk parameter kondisi diskontinuitas .....	24
Tabel 2.5 Pembobotan nilai untuk parameter kondisi muka air tanah .....	25
Tabel 2.6 Penilaian untuk orientasi diskontinuitas .....	26
Tabel 2.7 Pembobotan nilai untuk orientasi .....	26
Tabel 2.8 Faktor gangguan $D$ pada konstruksi bawah tanah .....	30
Tabel 2.9 Nilai konstanta $m_f$ untuk batuan utuh .....	31
Tabel 4.1 Hasil analisis untuk densitas natural .....	51
Tabel 4.2 Hasil analisis untuk uji UCS .....	52
Tabel 4.3 Kekuatan tekan <i>in situ</i> batubara .....	53
Tabel 4.4 Hasil pembobotan untuk uji UCS.....	54
Tabel 4.5 Hasil pembobotan untuk data RQD .....	54
Tabel 4.6 Hasil pembobotan untuk jarak diskontinuitas .....	56
Tabel 4.7 Hasil pembobotan untuk kondisi diskontinuitas.....	56
Tabel 4.8 Hasil pembobotan untuk kondisi muka air tanah.....	57
Tabel 4.9 Hasil orientasi diskontinuitas berdasarkan studi geoteknik .....	58
Tabel 4.10 Hasil pembobotan untuk orientasi diskontinuitas.....	58
Tabel 4.11 Nilai RMR <i>Seam 17</i> Pit S22GN.....	59
Tabel 4.12 Analisis tinggi runtuh pada panel <i>Seam 17</i> Pit S22GN .....	60
Tabel 4.13 Analisis nilai FK <i>web pillar</i> pada <i>Seam 17</i> Pit S22GN.....	61
Tabel 4.14 Analisis nilai FK <i>barrier pillar</i> pada <i>Seam 17</i> Pit S22GN .....	62
Tabel 4.15 Analisis dimensi <i>barrier pillar</i> aktual pada <i>Seam 17</i> Pit S22GN.....	63

Tabel 4.16 Analisis tinggi runtuh pada panel <i>Seam</i> 17 Pit S22GN .....	64
Tabel 4.17 Rekomendasi dimensi <i>web pillar</i> pada <i>Seam</i> 17 Pit S22GN.....	65
Tabel 4.18 Rekomendasi dimensi <i>barrier pillar</i> pada <i>Seam</i> 17 Pit S22GN .....	67
Tabel 4.19 Analisis nilai FK <i>barrier pillar</i> pada <i>Seam</i> 17 Pit S22GN .....	68
Tabel 4.20 Properti material pada perangkat lunak <i>Phase2</i> .....	70
Tabel 4.21 Hasil interpretasi nilai <i>strength factor</i> .....	72
Tabel 4.22 Hasil interpretasi nilai perpindahan.....	73



## DAFTAR LAMPIRAN

LAMPIRAN A Peta IUP PT Kitadin .....	81
LAMPIRAN B Penampang Pit S22GN .....	83
LAMPIRAN C Statistik Ketebalan Lapisan Batubara .....	85
LAMPIRAN D Hasil Uji UCS .....	87

# **BAB I**

## **PENDAHULUAN**

### **1.1 Latar Belakang**

Batubara merupakan tumpuan bagi kawasan Asia Pasifik dalam penyediaan energi yang terjangkau dan murah. Indonesia yang termasuk dalam kawasan Asia Pasifik tentunya memiliki kekayaan sumber daya alam yang melimpah, termasuk untuk sumber daya dan cadangan batubara. Cadangan batubara Indonesia saat ini mencapai 38,84 miliar ton. Dengan rata-rata produksi batubara sebesar 600 juta ton per tahun, maka jika diasumsikan tidak ada temuan cadangan baru cadangan batubara Indonesia masih dapat bertahan selama 65 tahun. Selain cadangan batubara, masih terdapat sumber daya batubara yang tercatat sebesar 143,7 miliar ton. Kalimantan menyimpan 62,1% dari total potensi cadangan dan sumber daya batubara terbesar Indonesia, yaitu 88,31 miliar ton sumber daya dan cadangan sebanyak 25,84 miliar ton (KESDM, 2021).

Industri pertambangan batubara secara umum meliputi kegiatan eksplorasi, studi kelayakan, penambangan, pengolahan, pemurnian, penjualan, serta proses pasca tambang. Industri pertambangan batubara tentunya merupakan kegiatan usaha yang kompleks dan sarat resiko, serta melibatkan teknologi tinggi yang padat modal. Selain mengubah bentang alam dan ekosistem yang ada, keberadaan industri pertambangan batubara dapat memberikan banyak manfaat untuk daerah sekitar. (Hakim I, 2014).

Secara umum, tambang terbuka merupakan salah satu metode penambangan yang cukup ekonomis. Metode tambang terbuka umumnya lebih menguntungkan daripada metode tambang bawah tanah, terutama dalam hal target *recovery*, kapasitas produksi, fleksibilitas, keamanan, dan lingkungan kerja. Oleh karena itu,

metode tambang terbuka lebih umum diterapkan di beberapa negara penghasil batubara seperti, Australia, Amerika Serikat, India, Afrika Selatan, Rusia, dan Indonesia (Matsui *et al*, 2001). Namun, penambangan dengan metode tambang terbuka akan memberikan dampak buruk pada tiap tahunnya yang disebabkan karena *stripping ratio* yang semakin tinggi saat penambangan sudah semakin jauh dari permukaan. Seperti beberapa lubang bukaan yang telah dieksploitasi selama beberapa dekade mengakibatkan banyak tambang terbuka menderita akibat biaya ekstraksi yang tinggi. Banyak tambang terbuka yang berhenti beroperasi akibat nilai *stripping ratio* yang tidak ekonomis lagi (Lin, 2014).

Konservasi mineral dan batubara merupakan salah satu aspek yang diamanatkan dalam UU Minerba untuk mewujudkan kaidah *Good Mining Practice*. Konservasi Minerba adalah upaya dalam rangka optimalisasi pengelolaan atau pemanfaatan sumber daya mineral dan batubara secara terukur, efisien, bertanggung jawab, dan berkelanjutan. Salah satu objek konservasi sesuai dengan lampiran VII Kepmen ESDM No. 1827 K/30/MEM/2018 adalah pengelolaan dan pemanfaatan cadangan marginal. Pemerintah juga telah menerbitkan Keputusan Direktur Jenderal Minerba No. 182 K/30/DJB/2020 tentang Petunjuk Teknis Pelaksanaan Konservasi Mineral dan Batubara dalam rangka mewujudkan kaidah *Good Mining Practice* (Aji I, 2020).

Cadangan marginal batubara merupakan bagian dari cadangan batubara terkira yang berasal dari sumberdaya terukur yang berada pada batas *stripping ratio* pada saat penyusunan studi kelayakan tetapi masih terdapat ketidakpastian pada faktor pengubah baik faktor teknis dan non teknis untuk dilakukan perencanaan penambangan sehingga status cadangan dapat kembali menjadi sumber daya (Aji I, 2020).

Dalam upaya pengelolaan dan pemanfaatan cadangan marginal batubara, salah satu metode penambangan yang mampu diterapkan adalah *Auger Mining*. Metode penambangan inilah yang diterapkan oleh PT Kitadin. *Auger Mining* adalah metode penambangan batubara yang menerapkan tambang terbuka dan tambang bawah tanah. Metode ini dilakukan dengan menambang batubara melalui dinding-dinding pada lereng yang sudah mencapai *ultimate pit limit*. Umumnya, penerapan *auger mining* dilakukan dengan mengekstrak batubara di bagian *highwall* (Dougall, 2010). Dinding lereng yang keterdapatannya masih bernilai ekonomis dapat direkayasa secara teknis guna menambah cadangan dan usia penambangan.

Penambangan pada metode ini dilakukan di area terbuka dengan pemanfaatan alat mekanis. Penetrasi pengeboran *auger mining* perlu didukung oleh ketebalan dan kemiringan suatu perlapisan batubara. Selain itu, identifikasi terkait kondisi dan struktur geologi perlu diperhatikan dalam menentukan faktor keamanan dan kondisi pembebanan pilar batubara. Geometri pilar perlu dirancang secara detail mungkin agar penambangan dapat dilakukan secara optimal.

Perlu diketahui bahwa pada *auger mining* ada dua jenis pilar yang digunakan, yakni *web pillar* dan *barrier pillar*. *Web pillar* adalah pilar yang dibuat diantara lubang bor dan sengaja tidak diekstrak dari lapisan batubara guna sebagai penopang pada lubang bukaan. Sementara *barrier pillar* adalah pilar yang dimensinya dibuat lebih besar dari *web pillar* guna menjaga kestabilan area penambangan secara menyeluruh.

Pada pengoperasian metode *auger mining* di PT Kitadin, dimensi pilar yang diterapkan dinilai belum sesuai baik itu ditinjau dari segi faktor keamanan maupun dari lebar lubang bukaan. Maka dari itu, analisis terkait geometri *web pillar* dan *barrier pillar* perlu dilakukan pada pit penambangan yang menerapkan metode *auger mining* ini. Analisis tersebut akan menentukan nilai optimum dari faktor keamanan dan ketersesuaian antara geometri dari *web pillar* dan *barrier pillar* di PT Kitadin. Hasil

penelitian akan memberikan rekomendasi geometri yang dianggap sesuai dan dapat diterapkan di perusahaan.

## **1.2 Rumusan Masalah**

Penelitian yang akan dilakukan membahas tentang penerapan penambangan *auger mining* di PT Kitadin. Metode penambangan *auger mining* ini merupakan metode penambangan yang dilakukan dengan membuat lubang bukaan pada lereng pit dengan menyisakan beberapa pilar sebagai penyangga. Sementara itu, geometri pilar yang diterapkan dinilai tidak sesuai dengan standar FK 1,3 yang digunakan oleh perusahaan. Untuk menunjang hal itu, maka diperlukan suatu rancangan geometri *web pillar* dan *barrier pillar* yang optimum dan juga mencegah terjadinya *subsidence* di area penambangan.

## **1.3 Batasan Masalah**

Pembahasan batasan masalah pada penelitian kali ini bertujuan untuk membatasi pembahasan pada pokok permasalahan yang ada. Batasan masalah ini dimaksudkan agar tidak terjadi kerancuan ataupun kesalahpahaman dalam mengintrepetasikan hasil penelitian. Penelitian kali hanya berfokus pada pengaruh kekuatan batubara yang ada di lapangan terhadap geometri lubang bukaan pada *auger mining*.

## **1.4 Tujuan Penelitian**

Tujuan dilakukannya penelitian ini adalah:

1. memberikan rekomendasi rancangan geometri pilar sesuai dengan faktor keamanan yang diterapkan oleh perusahaan; dan

2. membuat pemodelan numerik menggunakan perangkat lunak *Phase2* berdasarkan rekomendasi rancangan geometri pilar.

## **1.5 Manfaat Penelitian**

Manfaat dari penelitian ini adalah untuk memberikan rekomendasi rancangan geometri *web pillar* dan *barrier pillar* yang sesuai dengan faktor keamanan yang diterapkan pada PT Kitadin, *Site Embalut*, Kabupaten Kutai Kartanegara, Provinsi Kalimantan Timur.

## **1.6 Lokasi Penelitian**

Secara administratif, lokasi daerah kuasa pertambangan IUP PT Kitadin dengan kode wilayah KTN 2013 006 OP, terletak pada empat desa yaitu Desa Bungo Rejo, Desa Embalut, Desa Kerta Buana dan Desa Separi, di Kecamatan Tenggarong seberang, Kabupaten Kutai Kartanegara, Provinsi Kalimantan Timur. Wilayah IUP PT Kitadin ini mempunyai luas 2.973,6 ha. Secara geografis wilayah usaha PT.Kitadin terletak diantara  $0^{\circ} 18' 00.0''$  Lintang Selatan –  $0^{\circ} 22' 30.0''$  Lintang selatan dan  $117^{\circ} 5' 00.0''$  Bujur Timur –  $117^{\circ} 7' 49.9''$  Bujur Timur.

Kota terdekat dari lokasi penambangan PT Kitadin adalah Kota Tenggarong dengan jarak ke lokasi *mine site* kurang lebih 35 km, yaitu dari Tenggarong ke arah timur menuju lokasi proyek 10 km dan dilanjutkan ke arah barat melalui jalan angkut tambang. Akan tetapi, akses yang paling mudah adalah melalui kota Samarinda selama kurang lebih perjalanan 1 jam. Lokasi blok-blok tersebut dapat dicapai dengan rute perjalanan sebagai berikut. Dari Makassar ke Balikpapan menggunakan kendaraan jalur udara dengan menggunakan pesawat yang dapat ditempuh selama 2 jam hingga sampai di Bandara Sepinggang, Balikpapan; dari Balikpapan ke Samarinda ditempuh selama 3 jam perjalanan dengan menggunakan kendaraan roda

empat melalui jalur darat; dari Samarinda menuju ke lokasi PT Kitadin *Site* Embalut ditempuh selama kurang lebih 1 jam perjalanan. Adapun peta lokasi penelitian dapat dilihat pada Lampiran A.

## **1.7 Tahapan Penelitian**

Penelitian yang dilakukan terdiri dari beberapa tahapan antara lain sebagai berikut.

### **1. Persiapan**

Tahap persiapan meliputi kegiatan-kegiatan pendahuluan sebelum dilakukan penelitian. Untuk itu, tahapan persiapan ini dibagi dalam beberapa sub-tahapan, antara lain:

- a. Perumusan masalah untuk mengetahui masalah apa yang akan diangkat dalam penulisan penelitian tugas akhir. Perumusan masalah akan membantu dalam menentukan data-data yang akan digunakan nantinya.
- b. Studi literatur yang berasal dari perpustakaan, buku teks, jurnal, laporan-laporan yang berkaitan dengan judul yang diambil, informasi dari media internet, serta informasi berupa pengalaman dari ahli praktisi lapangan yang berkaitan dengan *auger mining*.

### **2. Pengumpulan Data**

Kegiatan ini berupa pengumpulan data-data sekunder yang diperoleh dari PT Kitadin, *Site* Embalut, Kutai Kartanegara, Kalimantan Timur. Adapun data-data yang diperoleh adalah sebagai berikut.

- a. Densitas natural yang diperoleh dari hasil pengujian sifat fisik.
- b. Nilai kuat tekan, modulus Young, dan nisbah Poisson yang diperoleh dari hasil uji UCS.



- c. Kondisi dari batubara yang meliputi nilai *Geological Strength Index* (GSI), *Rock Quality Design* (RQD), spasi kekar, kondisi kekar, dan kondisi air tanah.
- d. Geometri pada area penambangan terkait lebar span dan dimensi pilar (*web pillar* dan *barrier pillar*).

3. Tahap Pengolahan Data

Tahapan ini merupakan tahapan di mana data yang telah diperoleh akan diolah dan dianalisis. Adapun pengolahan data dibagi ke dalam dua tahap, yaitu:

- a. Perhitungan analitik dengan analisis geometri pilar menggunakan persamaan Bienawski dengan memperhatikan kuat tekan batuan dan dimensi pilar yang akan diterapkan.
- b. Pemodelan dua dimensi menggunakan perangkat lunak *Phase2* berdasarkan kondisi geologi dan hasil klasifikasi massa batuan menggunakan *Rock Mass Rating*. Kriteria keruntuhan yang digunakan adalah *Generalized Hoek-Brown*. Pemodelan ini nantinya akan dibandingkan dengan perhitungan analitik yang telah dilakukan sebelumnya

4. Tahapan Penyusunan Laporan

Tahapan ini merupakan tahapan akhir dalam rangkaian penyusunan penelitian tugas akhir di mana keseluruhan data yang telah diperoleh, diolah, diakumulasikan, dan dianalisis kemudian dituliskan dalam bentuk skripsi, sesuai dengan format dan kaidah penulisan penyusunan skripsi yang telah ditetapkan Program Studi Teknik Pertambangan Universitas Hasanuddin.

5. Seminar dan Penyerahan Laporan

Hasil akhir dari penelitian ini akan dipresentasikan dalam Ujian Sidang Sarjana Departemen Teknik Pertambangan Universitas Hasanuddin. Setelah melalui penyempurnaan berdasarkan masukan yang diperoleh dari seminar. Laporan

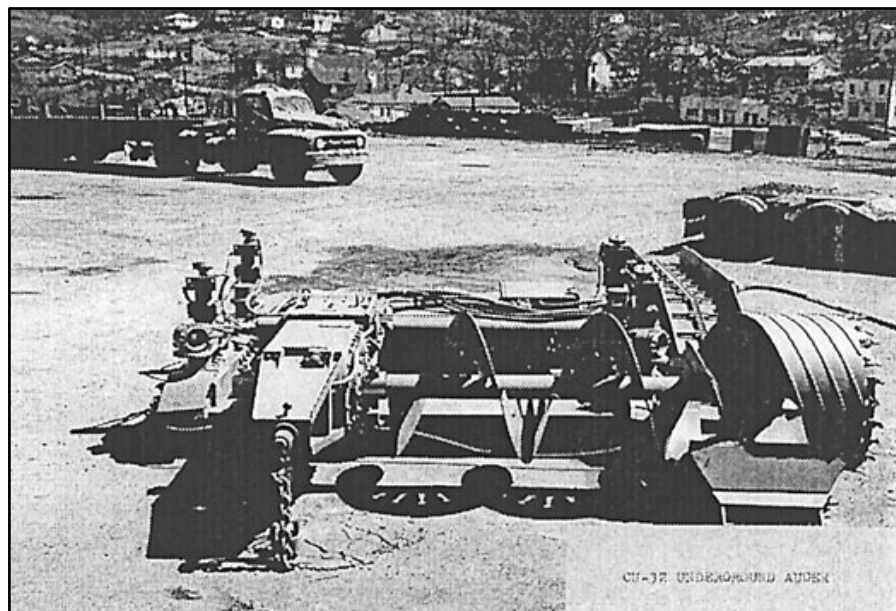
akhir dalam bentuk final kemudian diserahkan kepada Kepala Departemen Teknik Pertambangan Universitas Hasanuddin.

## BAB II

### GEOMETRI PILAR PADA *AUGER MINING*

#### 2.1 Sejarah *Auger Mining*

Compton Gurdi (Compton) merupakan sebuah perusahaan di Amerika Serikat yang berbasis di Virginia Barat. Perusahaan ini pertama kali melakukan uji coba penambangan *auger* bawah tanah mereka pada tahun 1949/1950. Uji coba tersebut menggunakan alat bor berupa penggerus sederhana dan memiliki diameter *cutter head auger* sekitar 0,76 m dan *flight auger* sepanjang 0,91 m. Pada awal tahun 1950-an Compton merancang ulang alat penambangan *auger* bawah tanahnya. Dalam rancangan ulang tersebut peralatannya dilengkapi dengan *walking skids* sehingga dapat mengebor baik dari kiri atau kanan, motor listrik berkapasitas 56 kW, *cutter head* berdiameter 0,91 m, *flight auger* sepanjang 1,22 m, dan *conveyor* yang dirancang untuk memudahkan proses pemuatan. Hasil rancangan ulang *auger* dapat dilihat pada berikut (Follington *et.al.*, 2001).



Gambar 2.1 Alat *auger* bawah tanah milik Compton (Follington *et.al.*, 2001)

## 2.2 Penerapan *Auger Mining*

Penambangan menggunakan metode *auger mining* tentunya perlu mempertimbangkan faktor-faktor terkait masalah profit, keamanan, produktivitas, dan juga area sekitar penambangan. Berikut ini beberapa hal yang perlu diperhatikan dalam pada penambangan *auger mining*.

### a. Kondisi Atap dan Lantai

Atap dan lantai yang mudah runtuh tentunya akan menghambat laju dari mesin *cutter head*. Untuk menjaga keamanan pada bagian atap dan lantai, sebagian batubara sengaja tidak di ekstrak. Bagian tersebut akan digunakan sebagai pilar yang dapat menunjang keberhasilan dari operasi *auger mining*.

### b. Batasan Cadangan Tambang

Jika cadangan tertambang terlalu kecil, maka biaya terkait mobilisasi peralatan, penentuan pit, dan lain-lain akan perlu dipertimbangkan. Untuk penerapan metode *auger mining* panjang minimal pit yang disarankan adalah 50 m.

### c. Kemiringan lapisan batubara 15°—20°

Mesin *auger* yang baru, dapat mengekstrak batubara dengan kemiringan lapisan 20°. Sementara, untuk lapisan dengan kemiringan lebih dari 20° tidak dapat ditambang menggunakan metode *auger mining* secara umum. Akan tetapi untuk hasil yang lebih maksimal pada metode *auger mining*, lapisan batubara setidaknya berada pada kemiringan 15°.

### d. Kondisi *highwall*

Operasi *auger mining* biasanya dilakukan pada area *highwall*. Maka dari itu, pengawasan pada area di sekitar *highwall* harus lebih diperhatikan. Pada area yang relatif sempit, *highwall* yang tidak stabil akan menghambat operasi *auger mining*.

e. Ketebalan lapisan <1,0 m

Secara ekonomis ketebalan lapisan yang kurang dari 1,0 m tidak dapat ditambang dengan metode *auger mining*. Ketebalan lapisan batubara yang optimal untuk metode *auger mining* adalah berkisar antara 1,5—2,5 m atau sesuai dengan diameter dari alat *auger* itu sendiri. Apabila ketebalan lapisan batubara 3,5—5,0 m, kemungkinan besar dapat ditambang dengan menggunakan dua lubang bukaan sekaligus tanpa ada hambatan.

f. Lebar Pit >30 m

Lebar pit minimal yang diperlukan untuk metode *auger mining* adalah 30 m. Hal ini diperlukan untuk memudahkan mobilisasi serta pengoperasian dari mesin *auger* pada saat proses penambangan.

g. Batuan keras pada lapisan batubara

Batuan keras dengan ketebalan lebih dari 0,2 m dalam lapisan batubara dapat menghambat pengoperasian mesin *auger*. Selain itu, dalam lapisan batubara yang memiliki kandungan lapisan tanah liat yang peka terhadap air akan menjadi penyebab sulitnya diterapkan metode *auger*.

h. Penurunan permukaan tanah

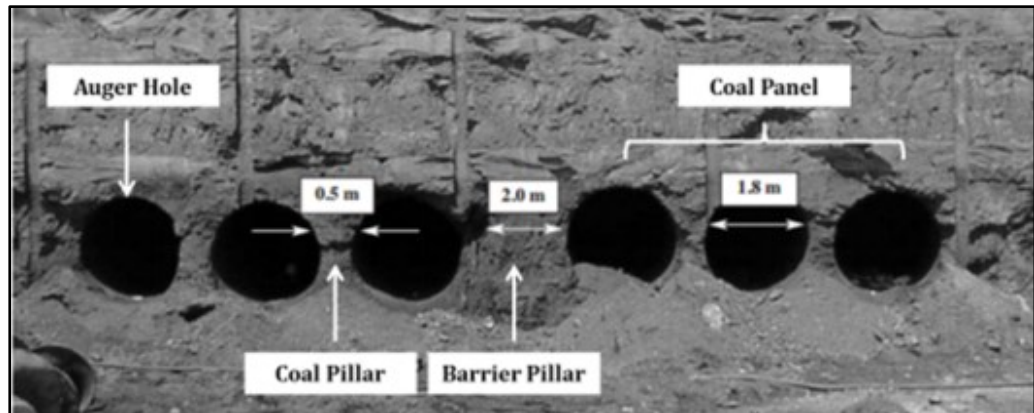
Karena metode *auger* memiliki keterbatasan dalam hal penetrasi, maka tingkat kemenerusan dari setiap lubang bukaan *auger* hanya terbatas pada sekitar *highwall* saja. Oleh karena itu, dampaknya terhadap lingkungan tidak terlalu menjadi perhatian utama atau bisa dibilang sangat kecil.

i. Kandungan gas metan

Sebagai gambaran umum, lapisan batubara yang mengandung gas metan lebih dari 10 m<sup>3</sup>/ton dianggap tidak cocok untuk penerapan *auger mining*.

Jika salah satu kondisi di atas ditemukan, maka kemungkinan besar akan dipertimbangkan lebih lanjut untuk menerapkan metode *auger mining*. Hal tersebut

dilakukan agar tidak ada kerugian dikemudian hari. Evaluasi terkait kesesuaian lokasi untuk metode *auger* dan kemungkinan keberhasilannya juga harus dilakukan secara berkala.



Gambar 2.2 *Web pillar* dan *barrier pillar* (PT Kitadin, 2016)

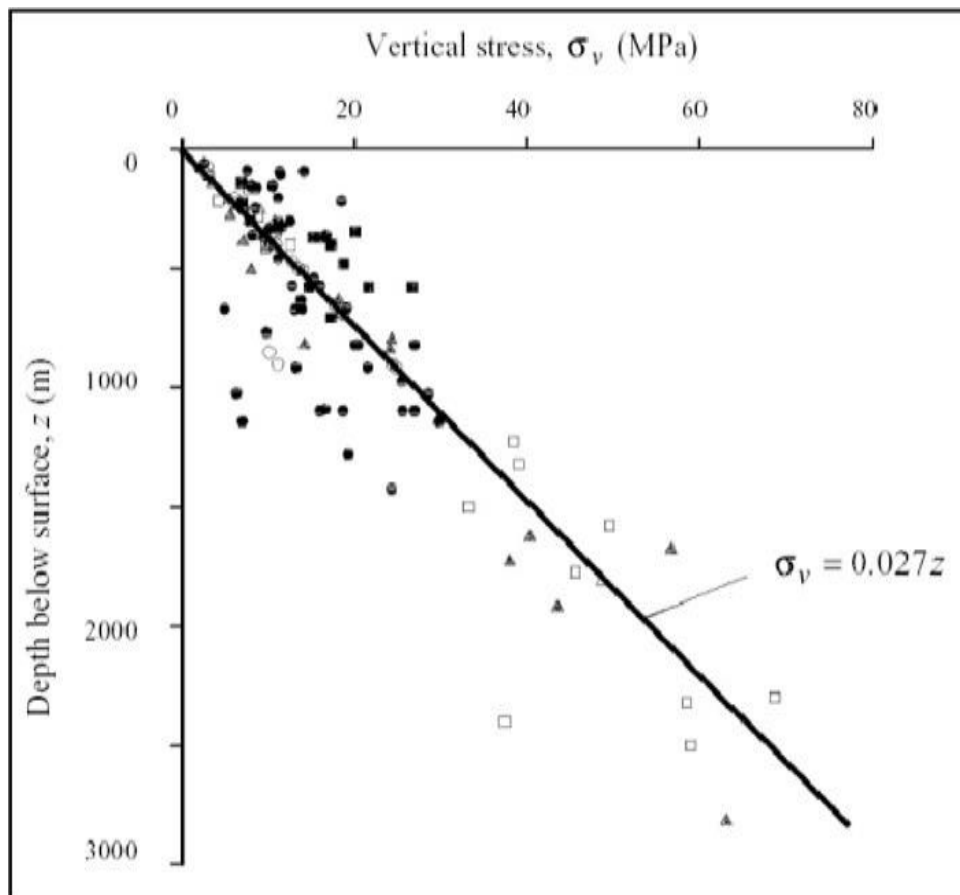
### 2.3 Pengaruh Tegangan *In Situ*

Tegangan alamiah atau tegangan *in situ* merupakan tegangan dalam massa batuan sebelum penggalian dilakukan. Tegangan alamiah dapat terdiri dari beberapa macam, seperti tegangan gravitasi, tegangan tektonik, tegangan sisa, dan tegangan termal. Berdasarkan asal mulanya, tegangan dalam batuan dibagi atas dua, yaitu tegangan alamiah dan tegangan terinduksi. Pemahaman mengenai besar dan arah tegangan *in situ* dan tegangan terinduksi ini merupakan bagian penting dalam perancangan lubang bukaan bawah tanah. Dalam banyak kasus tegangan terinduksi ini akan melampaui kekuatan massa batuan dan menyebabkan ketidakmampuan lubang bukaan.

Tegangan *in situ* suatu titik ditentukan oleh kondisi pembebanan material yang ada di atasnya dan perubahan akibat proses geologi sebelumnya. Perubahan kondisi tegangan *in situ* dapat diakibatkan oleh beberapa hal yang antara lain berhubungan dengan perubahan suhu dan penguapan, serta proses kimia seperti *leaching* dan rekristalisasi mineral. Proses mekanis seperti terbentuknya rekahan,

geseran antara bidang rekahan dan sifat viskoplastik dari material akan menghasilkan kondisi tegangan yang kompleks dan heterogen. Beberapa faktor yang memengaruhi kondisi tegangan dari *in situ*, yaitu topografi permukaan, erosi, tegangan sisa, inklusi, aktivasi tektonik, dan bidang (Brady & Brown, 1985).

Tujuan dari perhitungan tegangan *in situ* adalah untuk mengetahui keadaan tegangan dalam massa batuan. Tegangan residual dan tegangan tektonik yang ada dalam massa batuan dapat merubah keadaan tegangan yang ada sebelumnya. Oleh karena itu, kondisi tegangan secara actual bisa jadi akan berbeda dengan nilai tegangan yang dihitung secara teoretis. Pada umumnya, pendekatan secara teoretis untuk tegangan *in situ* didasari pada tegangan vertikal ( $\sigma_v$ ) dan tegangan horizontal ( $\sigma_h$ ) yang bekerja pada massa batuan.



Gambar 2.3 Hubungan antara tegangan *in situ* vertikal dengan kedalaman (Hoek & Brown, 1981)



Besarnya tegangan vertikal pada massa batuan dengan kedalaman tertentu adalah sama dengan berat per satuan luas dari batuan yang berada di atasnya. Secara teoretis persamaan tersebut dapat dituliskan sebagai berikut:

$$\sigma_v = \rho g h \quad (2.1)$$

Di mana,

$\rho$  = bobot isi batuan (ton/m<sup>3</sup>)

$g$  = percepatan gravitasi (m/s<sup>2</sup>)

$h$  = kedalaman (m)

Berdasarkan hasil pengukuran tegangan vertikal di beberapa Negara, Hoek dan Brown (1978) menyatakan bahwa tegangan vertikal dapat dihitung pada kedalaman tertentu di bawah permukaan bumi (Gambar 2.2). Pendekatan nilai untuk tegangan vertikal pada massa batuan dapat dinyatakan sebagai berikut:

$$\sigma_z = 0,027 z \quad (2.2)$$

Di mana,

$\sigma_z$  = tegangan vertikal (MPa)

$z$  = kedalaman (m)

sementara, untuk tegangan horizontal dapat dituliskan pada persamaan sebagai berikut:

$$\sigma_h = k \sigma_v \quad (2.3)$$

Di mana, nilai  $k$  adalah faktor pembanding antara tegangan horizontal dan tegangan vertikal.

Pada kedalaman kurang dari 1 km keadaan tegangan tidak bisa dianggap hidrostatis. Hoek dan Brown mengusulkan pendekatan nilai  $k$  untuk kedalaman kurang dari 1 km berdasarkan pengukuran tegangan *in situ* di beberapa lokasi.

Secara teoretis pendekatan Hoek dan Brown dapat dituliskan sebagai berikut:

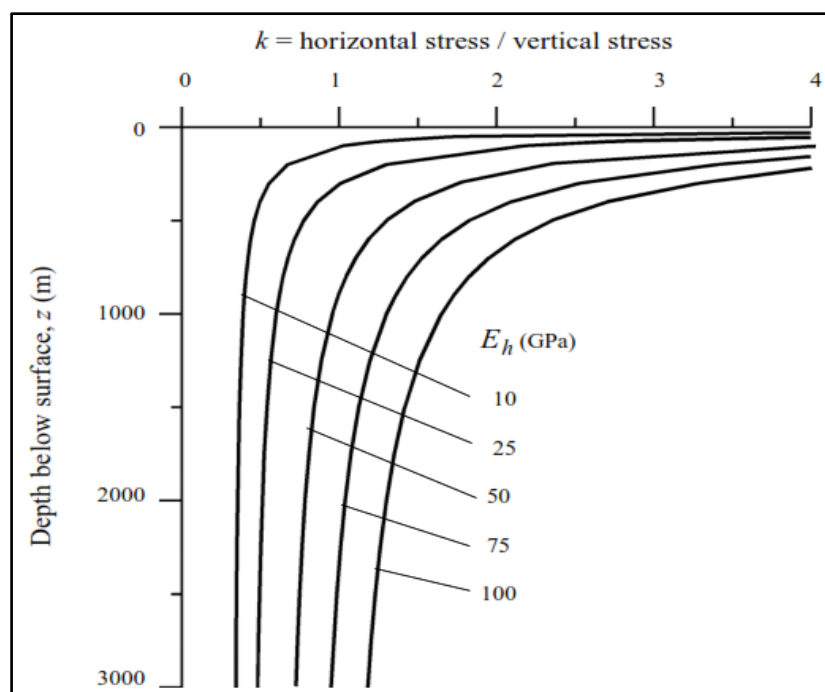
$$\frac{100}{z} + 0,3 < k < \frac{1500}{z} + 0,5 \quad (2.4)$$

Analisis lebih lanjut berdasarkan persamaan di atas dilakukan oleh Hegret (1988) menyatakan bahwa nilai  $z$  adalah rasio tegangan horizontal dan tegangan vertikal.

Berdasarkan data tegangan *in situ* yang diambil dari beberapa lokasi di Kanada, Hegret menyatakan bahwa pendekatan nilai tegangan *in situ* dapat dituliskan sebagai berikut:

$$\frac{\sigma_{h \text{ averager}}}{\sigma_v} = \frac{267}{z} + 1,25 \quad (2.5)$$

Pengukuran tegangan horizontal di beberapa pengerjaan sipil dan pertambangan menunjukkan bahwa rasio dari nilai  $k$  cenderung tinggi tempat yang dangkal dan cenderung rendah tempat yang dalam. Sheorey (1994) mengembangkan model tegangan termal *elasto-static* bumi. Model tersebut mempertimbangkan kelengkungan kerak dan variasi konstanta elastis, kepadatan, dan koefisien ekspansi termal melalui kerak dan mantel.



Gambar 2.4 Rasio tegangan horizontal terhadap vertikal untuk modulus deformasi yang berbeda (Sheorey, 1994)

Persamaan dari Shorey untuk menentukan rasio tegangan horizontal dan vertikal dapat dituliskan sebagai berikut:

$$k = 0,25 + 7 E_h \left( 0,001 + \frac{1}{z} \right) \quad (2.6)$$

Di mana,  $z$  (m) adalah kedalaman di bawah permukaan dan  $E_h$  (GPa) adalah modulus deformasi rata-rata pada bagian atas kerak bumi yang diukur secara horizontal. Arah pengukuran ini perlu diperhatikan terutama pada batuan sedimen berlapis, di mana modulus deformasi mungkin akan berbeda jika posisi pengukurannya juga berbeda. Untuk grafik pada Persamaan 2.6 dapat dilihat pada gambar berikut.

## 2.4 Sifat Fisik dan Mekanis Batuan

Proses perancangan tambang bawah tanah biasanya diawali dengan proses pemboran inti di lapangan untuk memperoleh informasi terkait cadangan geologi dan geoteknik (Rai dkk, 2014). Pengeboran geoteknik dilakukan untuk mengetahui strata atau perlapisan tanah dan batuan di bawah permukaan bumi, jenis, serta kondisi tanah dan batuan pada daerah yang akan diteliti (Arif, 2016). Hasil pengeboran akan disusun dalam bentuk log bor. Informasi yang dapat diperoleh dari log bor meliputi elevasi, kedalaman, deskripsi tanah dan batuan, titik pengambilan, panjang sampel yang diperoleh, simbol tanah dan batuan, serta penetrasi (Djarwadi, 2012).

Hasil log bor selanjutnya akan diuji di laboratorium dengan pengujian sifat fisik dan sifat mekanis.

### 2.4.1 Sifat Fisik

Sifat fisik batuan diperlukan untuk penelitian geoteknik. Penentuan sifat fisik batuan sangat penting untuk menentukan kualitas batuan tersebut. Sifat fisik batuan yang ditentukan untuk penelitian geoteknik adalah bobot isi asli (*natural density*), bobot isi kering (*dry density*), bobot isi jenuh (*saturated density*), berat jenis semu

(*apparent specific gravity*), berat jenis sejati (*true specific gravity*), kadar air asli (*natural water content*), kadar air jenuh (*absorption*), derajat kejenuhan, porositas ( $n$ ), dan nisbah rongga ( $e$ ) (Rai dkk., 2014).

Uji sifat fisik berguna sebagai data pendukung dari batuan yang akan diuji. Apabila hasil dari uji sifat fisik batuan yang diuji menunjukkan ketidakseragaman, maka hal ini dapat menjadi indikasi tidak meratanya kekuatan batuan, atau dengan kata lain batuan yang diuji sangat bervariasi atau heterogen (Arif, 2016). Berikut ini perhitungan penentuan sifat fisik batuan (Rai dkk., 2014).

$$\rho_n \text{ (densitas natural)} = \frac{W_n}{(W_s - W_w)} \text{ (gr/cm}^3\text{)} \quad (2.7)$$

$$\rho_d \text{ (densitas kering)} = \frac{W_o}{(W_s - W_w)} \text{ (gr/cm}^3\text{)} \quad (2.8)$$

$$\rho_s \text{ (densitas jenuh)} = \frac{W_w}{(W_s - W_w)} \text{ (gr/cm}^3\text{)} \quad (2.9)$$

$$W \text{ (Kadar Air)} = \frac{W_n - W_o}{W_o} \times 100 \quad (2.10)$$

$$S \text{ (derajat kejenuhan)} = \frac{W_n - W_o}{W_s - W_o} \times 100 \quad (2.11)$$

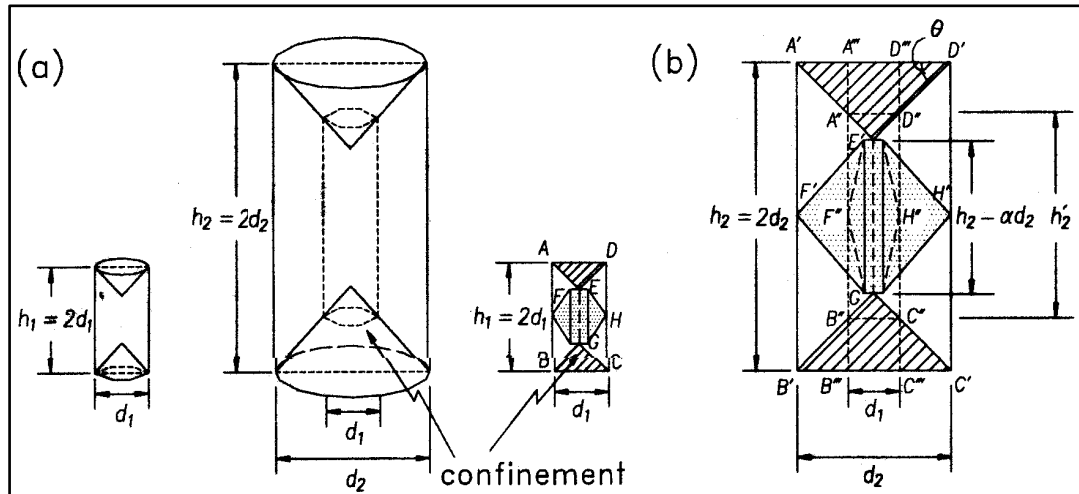
$$n \text{ (porositas)} = \frac{W_s - W_o}{W_s - W_w} \times 100 \quad (2.12)$$

$$e \text{ (nisbah rongga)} = \frac{n}{(1-n)} \quad (2.13)$$

#### 2.4.2 Sifat Mekanis

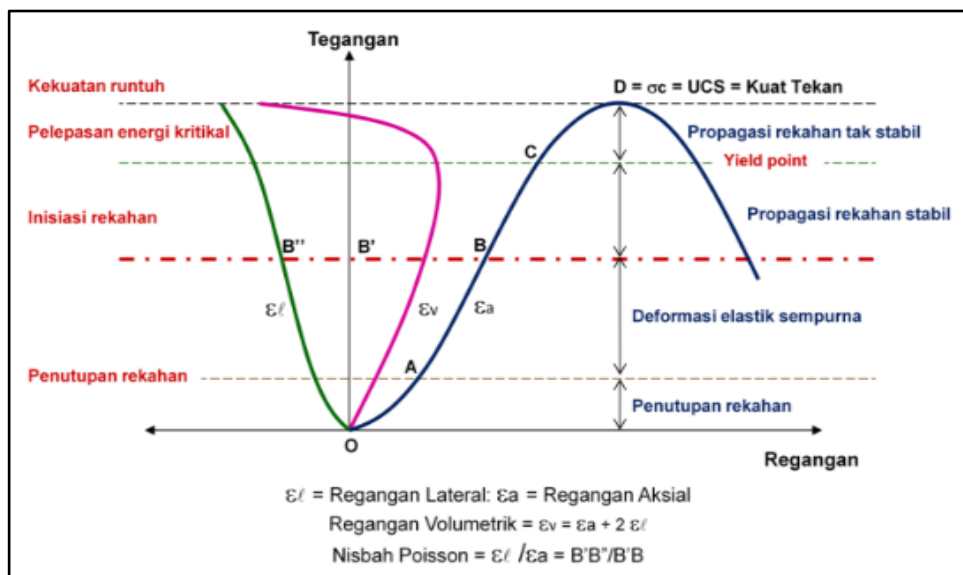
Sifat mekanis batuan adalah sifat batuan yang ditentukan berdasarkan respon massa batuan atau batuan utuh terhadap gaya yang bekerja disekitarnya (Brady dan Brown, 2004). Salah satu metode untuk menentukan sifat mekanis batuan adalah dengan uji kuat tekan, yang merupakan salah satu pengujian yang digunakan untuk menentukan sifat mekanik batuan dalam rangka melakukan desain dan evaluasi mengenai stabilitas struktur bawah tanah dan permukaan (Yurdakul *et.al.*, 2011). Tujuan dari pengujian ini adalah untuk mengukur kuat tekan uniaksial dari suatu

sampel batuan dalam geometri yang beraturan, baik dalam bentuk silinder, balok, atau prisma dalam satu arah (uniaksial) (Rai dkk, 2014).



Gambar 2.5 Ukuran sampel yang dikenai gaya pada saat uji kuat tekan (Kim dan Yi, 2002)

Secara teoretis penyebaran tegangan di dalam sampel batuan akan searah dengan gaya yang dikenakan pada sampel tersebut. Akan tetapi, pada kenyataannya arah tegangan tidak searah dengan gaya yang dikenakan pada sampel tersebut. Hal tersebut dikarenakan adanya pengaruh dari plat penekan pada mesin tekan yang berbentuk bidang pecah yang searah dengan gaya, berbentuk "cone" (Arif, 2016).



Gambar 2.6 Kurva tegangan regangan pada uji kuat tekan uniaksial (Leba E.P., 2020)

Menurut ISRM (1981), sampel berbentuk silinder dengan L/D bervariasi dan sebaiknya diameter (D) pada sampel uji batuan paling tidak berukuran 54 mm. Dianjurkan juga bahwa diameter suatu sampel uji berhubungan dengan ukuran butir terbesar yang ada di dalamnya dengan perbandingan paling tidak 10:1.

Pengujian kuat tekan uniaksial adalah pengujian sifat mekanis yang bertujuan untuk mengetahui nilai kuat tekan uniaksial ( $\sigma_c$ ), modulus young ( $E$ ), dan nisbah poisson ( $\nu$ ). Berikut ini penjelasan terkait ketiga parameter tersebut (Rai dkk, 2014).

1. Kuat tekan uniaksial ( $\sigma_c$ ) adalah gambaran dari nilai tegangan maksimum yang dapat ditanggung oleh sebuah sampel uji batuan sesaat sebelum sampel tersebut hancur (*failure*) tanpa adanya pengaruh dari tegangan pemampatan (tegangan pemampatan sama dengan nol). Persamaan kuat tekan uniaksial adalah:

$$\sigma_c = \frac{F}{A} \quad (2.14)$$

Di mana,

$\sigma_c$  = kuat tekan uniaksial (MPa)

$F$  = beban maksimum saat sampel hancur (N)

$A$  = luas permukaan sampel (mm<sup>2</sup>)

2. Modulus Young ( $E$ ) atau modulus elastisitas adalah kemampuan batuan untuk mempertahankan kondisi elastisnya. Pada saat pengujian, sampel batuan akan mengalami tahap deformasi yakni deformasi plastik dan elastik. Nilai Modulus Young diturunkan dari kurva tegangan – regangan pada bagian yang linear karena pada saat itulah sampel batuan mengalami deformasi elastis. Persamaan Modulus Young adalah:

$$E = \frac{\Delta\sigma}{\Delta\varepsilon_a} \quad (2.15)$$

Di mana,

$E$  = Modulus Young (MPa)

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

$\Delta\varepsilon_a$  = beda regangan aksial (%)

3. Nisbah Poisson ( $\nu$ ) adalah nilai mutlak dari perbandingan antara regangan lateral terhadap regangan aksial. Jika suatu material diregangkan pada satu arah, maka material tersebut akan menyusut pada dua arah lainnya. Sebaliknya, jika suatu material ditekan maka material tersebut akan mengembang pada dua arah lainnya pula. Persamaan nisbah Poisson adalah:

$$\nu = \frac{\varepsilon_{lateral}}{\varepsilon_{aksial}} \quad (2.16)$$

Di mana,

$\nu$  = nisbah Poisson

$\varepsilon_{lateral}$  = regangan lateral (mm)

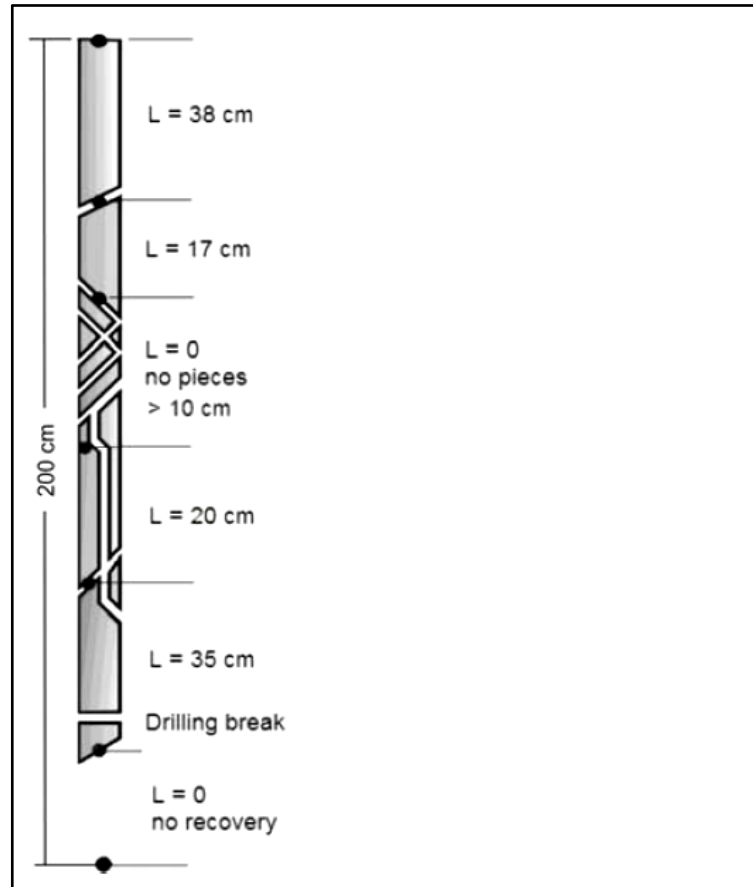
$\varepsilon_{aksial}$  = regangan aksial (mm)

## 2.5 ***Rock Quality Designation Index (RQD)***

Deere (1967) memodifikasi klasifikasi massa batuan dari Terzaghi dengan memperkenalkan *Rock Quality Designation Index (RQD)*. Konsep dari Deere ini memberikan perkiraan secara kuantitatif terkait kualitas dari massa batuan dengan mengacu pada hasil log bor.

Nilai RQD ditentukan dengan melihat perbandingan antara potongan dari batuan hasil log bor yang lebih panjang dari 100 mm dengan ukuran asli dari log bor itu sendiri. Log bor setidaknya memiliki diameter sebesar 54,7 mm dan pengeboran dilakukan dengan menggunakan *double-tube core barrel*. Untuk perhitungan dari RQD itu sendiri dapat dilihat pada Gambar 2.5 dan persamaan 2.17 berikut.

$$RQD = \frac{\Sigma \text{ bor inti } > 10 \text{ cm}}{\text{Panjang total bor}} \times 100 \quad (2.17)$$



Gambar 2.7 Metode pengukuran dan perhitungan RQD (Deere, 1989)

## 2.6 *Rock Mass Rating (RMR)*

Bieniawski (1973) mengusulkan sistem *Rock Mass Rating (RMR)* untuk mempermudah pemahaman bagi perencana dalam menilai kualitas massa batuan. Metode *rating* dipergunakan pada klasifikasi ini. Besaran rating tersebut didasarkan pada pengalaman Bieniawski dalam mengerjakan proyek-proyek terowongan dangkal. Metode klasifikasi RMR merupakan metode yang sederhana dalam penggunaannya, dan parameter-parameter yang digunakan dalam metode ini dapat diperoleh baik dari data lubang bor maupun dari pemetaan struktur bawah tanah. Metode ini dapat diaplikasikan dan disesuaikan untuk situasi yang berbeda-beda seperti pada tambang batubara, kestabilan lereng, dan untuk kasus terowongan (Hoek, 1995).



Sistem klasifikasi geomekanik pengaplikasiannya dibagi kedalam beberapa struktural unit geologi, dalam hal ini tiap-tiap tipe massa batuan diwakili oleh unit struktural geologi yang berbeda-beda. Unit struktural geologi ini dibagi kedalam lima parameter penilaian yang berbeda di bawah ini.

1. *Uniaxial Compressive Strength* (UCS)
2. *Rock Quality Design* (RQD)
3. Jarak diskontinuitas
4. Kondisi diskontinuitas
5. Kondisi muka air tanah
6. Orientasi diskontinuitas

Pembobotan nilai terhadap enam parameter pada sistem klasifikasi dapat dilihat pada Tabel 2.1 hingga Tabel 2.7 Untuk mengurangi keraguan terhadap hasil penilaian yang subjektif, maka penilaian pada parameter yang berbeda mendapatkan jarak nilai yang sesuai terhadap satu penilaian tunggal. Parameter-parameter tersebut di atas akan dibahas lebih lanjut pada paragraf di bawah ini (Singh dan Goel, 2006).

#### 2.6.1 *Uniaxial Compressive Strength* (UCS)

Kekuatan dari material batuan utuh harus diperoleh dari inti batuan sesuai dengan kondisi batuan di lokasi penelitian. Penelitian didasarkan pada 2 hal yaitu nilai kuat tekan dan *point load strength*. Nilai UCS juga dapat diperoleh dari tes *point load strength* pada benjolan batuan dalam kondisi kelembaban alami.

Tabel 2.1 Pembobotan nilai untuk parameter pengujian UCS (Bienawski, 1984)

Deskripsi Kualitatif	<i>Compressive Strength</i> (MPa)	<i>Point Load Strength</i> (MPa)	Nilai
Sangat kuat sekali	>250	8	15
Sangat kuat	100-250	4-8	12
Kuat	50-100	2-4	7
Rata-rata	25-50	1-2	4

Lanjutan Tabel 2.1

Deskripsi Kualitatif	<i>Compressive Strength</i> (MPa)	<i>Point Load Strength</i> (MPa)	Nilai
Lemah	5-25		2
Sangat lemah	1-5	Penggunaan UCS lebih diminati	1
Sangat lemah sekali	<1		0

### 2.6.2 *Rock Quality Design* (RQD)

RQD harus ditentukan dari inti batuan atau volumetrik jumlah gabungan. RQD menggambarkan persentase dari inti batuan ( $\geq 10$  cm) dalam satu meter lubang bor. Kehadiran bidang diskontinuitas di dalam massa batuan sering memberi pengaruh buruk pada sifat mekaniknya sehingga besaran kuantitatif bidang diskontinuitas perlu diketahui. Parameter yang dapat menunjukkan kualitas massa batuan sebelum penggalian dilakukan adalah *Rock Quality Designation* (RQD) yang dikembangkan oleh Deere (1964) yang mana datanya diperoleh dari pengeboran eksplorasi dalam bentuk inti bor yang merupakan wakil massa batuan berbentuk silinder, Diameter inti bor bervariasi mulai dari BQ, NQ dan HQ. Inti bor hasil pemboran eksplorasi dan atau geoteknik disimpan dalam boks. Panjang boks pada umumnya satu meter dan terdiri dari paling tidak empat slot atau kolom untuk meletakkan inti bor.

Rincian penilaian RQD dapat dilihat pada Tabel 2.2 di bawah ini. Selain itu, rumus untuk menentukan RQD dapat pula dilihat pada Gambar 2.5 di bawah ini yang menjelaskan metode atau cara menentukan nilai RQD pada sampel hasil pemboran.

Tabel 2.2 Pembobotan nilai untuk parameter RQD (Bienawski, 1979)

<i>Qualitative description</i>	RQD (%)	Nilai
Sangat baik	90-100	20
Baik	75-90	17
Sedang	50-75	13
Buruk	25-50	8
Sangat buruk	<25	3

Tabel 2.2 merupakan tabel pembobotan nilai terhadap kondisi dari *core* batuan, dimana kondisi terbagi atas kondisi batuan yang sangat baik hingga sangat buruk berdasarkan parameter RQD. Untuk mendapatkan nilai RQD maka perlu perhitungan terhadap kualitas batuan dari log bor yang diperoleh.

### 2.6.3 Jarak Diskontinuitas

Istilah diskontinuitas mencakup *joint*, foliasi, zona geser, *minor fault* atau bidang lemah yang nampak di permukaan. Jarak linear antara dua diskontinuitas yang berdekatan harus diukur untuk semua rangkaian diskontinuitas. Pembobotan nilai untuk jarak antar diskontinuitas dapat dilihat pada tabel berikut.

Tabel 2.3 Pembobotan nilai untuk parameter jarak diskontinuitas (Bienawski, 1979)

Deskripsi	Jarak (m)	Nilai
Sangat lebar	>2	20
Lebar	0,6-2	15
Sedang	0,2-0,6	10
Dekat	0,06-0,2	8
Sangat dekat	<0,06	5

### 2.6.4 Kondisi Diskontinuitas

Parameter ini mencakup kekasaran permukaan diskontinuitas, pemisahan, kemenerusan, bidang lemah dan material isian. Rincian penilaian dapat dilihat pada tabel di bawah ini.

Tabel 2.4 Pembobotan nilai untuk parameter kondisi diskontinuitas (Bienawski, 1979)

Deskripsi	Bukaan Kekar (m)	Nilai
Sangat kasar dan tidak lapuk, batuan dinding rapat dan diskontinuous, tidak terdapat pemisah	0	30
Kasar dan sedikit lapuk, terdapat pemisah pada dinding permukaan batuan berukuran <0,1mm	<0,1	25
Sedikit kasar dan kondisi lapuk dari sedang ke tinggi, pemisah permukaan batuan dinding <1mm	<1	20
Permukaan dinding batuan terlihat licin berlapis dengan ketebalan antara 1-5mm atau lebar bidang terusan diskontinuitas antara 1-5mm	1-5	10

Lanjutan Tabel 2.4

Deskripsi	Bukaan Kekar (m)	Nilai
Ketebalan material pengisi halus sebesar 5mm, lebar bidang terusan diskontinuitas antara 1-5mm	>5	0

### 2.6.5 Kondisi Muka Air Tanah

Dalam kasus terowongan, laju masuknya air tanah (liter/menit) dalam setiap 10 meter Panjang terowongan harus ditentukan nilainya. Kondisi umum dapat digambarkan sebagai benar-benar kering, lembab, basah, menetas, dan mengalir. Jika data tekanan air aktual tersedia, hal ini harus dinyatakan dalam bentuk rasio rembesan tekanan air terhadap tekanan utama. Umumnya dalam penentuan parameter di lapangan kita merujuk pada tabel yang berkaitan dengan kondisi muka air tanah. Untuk lebih jelasnya pembobotan nilai terhadap kondisi muka air tanah dapat dilihat pada tabel di bawah ini.

Tabel 2.5 Pembobotan nilai untuk parameter kondisi muka air tanah (Bienawski, 1979)

Laju Masuk Air per 10m Panjang Terowongan (l/m)	None	<10	10-25	25-125	>125
Rasio dari tekanan diskontinuitas air terhadap tekanan utama ( <i>major principal stress</i> )	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5
Deskripsi umum	Kering	Lembab	Basah	Menetas	Mengalir
Rating	15	10	7	4	0

### 2.6.6 Orientasi Diskontuitas

Orientasi diskontinuitas merupakan arah *strike* dan kemiringan sebuah perlapisan. Penentuan arah *strike* dilihat dengan mengacu pada arah utara magnet. Sedangkan untuk sudut kemiringan (*dip*) adalah sudut antara garis horizontal dan diskontinuitas. *Strike* dan *dip* mengacu pada orientasi dari geometri geologi yang terdapat di lapangan. Dalam peta geologi, *strike* dan *dip* digambarkan dengan garis pendek yang dipotong oleh garis yang lebih pendek secara tegak lurus. Cara lain untuk

merepresentasikan *strike* dan *dip* adalah dengan menggunakan *dip direction*. *Dip direction* adalah azimuth dari arah *dip* yang diproyeksikan ke bidang horizontal, yang dimana arahnya tegak lurus ( $90^\circ$ ) dari arah *strike*. Untuk lebih jelasnya perhatikan berikut ini.

Tabel 2.6 Penilaian untuk orientasi *strike* dan *dip* (Bieniawski, 1979)

Arah Jurus Tegak Lurus Sumbu Terowongan				Arah Jurus Sejajar Sumbu Terowongan		Mengabaikan Jurus
Maju Searah Kemiringan		Maju Berkebalikan Kemiringan				
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	0°-20°
Sangat menguntungkan	Menguntungkan	Sedang	Tidak menguntungkan	Sangat tidak menguntungkan	Sedang	Sedang

Pada Tabel 2.6 diperlihatkan klasifikasi penilaian kualitatif terhadap kondisi orientasi *strike* dan *dip*. Namun, belum terdapat penilaian secara kuantitatif atau pembobotan nilai terhadap kondisi *strike* dan *dip*. Maka dari itu, pada Tabel 2.7 di bawah ini akan menunjukkan pembobotan nilai yang diberikan untuk kondisi orientasi *strike* dan *dip*.

Tabel 2.7 Pembobotan nilai untuk orientasi *strike* dan *dip* (Bieniawski, 1979)

Orientasi Diskontinuitas		Sangat Baik	Baik	Sedang	Tidak Baik	Sangat Tidak Baik
Pembobotan	Terowongan	0	-2	-5	-10	-12
	Pondasi	0	-2	-7	-15	-25
	Lereng	0	-5	-25	-50	-60

Tabel klasifikasi massa batuan berdasarkan metode RMR memperlihatkan kelas massa batuan pada suatu daerah perlapisan batuan. Nilai RMR diperoleh berdasarkan akumulasi dari parameter-parameter di atas.

## 2.7 Geological Strength Index (GSI)

Pada tahun 1994 Hoek memperkenalkan penggunaan sistem *Geological Strength Index* (GSI). Sistem ini digunakan untuk menentukan sifat massa batuan dari yang memiliki sifat kekerasan yang tinggi hingga batuan dengan sifat kekerasan yang rendah (Hoek, 1994). Sistem yang diterapkan pada GSI adalah hasil penggabungan dari metode yang digunakan Terzaghi dengan pengembangan dari sistem RMR (Singh dan Goel, 1999). Menurut Wyllie dan W. Mah (2003), GSI merupakan suatu sistem yang digunakan untuk memperkirakan pengurangan kekuatan massa batuan pada kondisi geologi yang berbeda. Hubungan antara kondisi struktur massa batuan dan kondisi diskontinuitas batuan dalam penentuan nilai GSI rata-rata dapat dilihat pada Gambar 2.8.

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10
		← DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES				
		←				

Gambar 2.8 GSI untuk massa batuan berkekar (Hoek, 2000)

GSI merupakan metode yang sederhana dan cepat untuk menentukan hubungan non linear untuk massa batuan yang lemah. Selain itu metode ini juga dapat disimulasikan di komputer untuk penentuan struktur batuan, kekuatan, dan deformasi dari massa batuan itu sendiri (Singh dan Goel, 1999).

Pada awalnya penentuan nilai GSI hanya diklasifikasikan berdasarkan empat rekahan dasar pada massa batuan dan kualitas masing-masing pada permukaan diskontinuitas. Struktur massa batuan terdiri dari *blocky*, *very blocky*, *blocky/folded*, dan *crushed*. Sementara itu, untuk kondisi permukaan terdiri dari *very good*, *good*, *fair*, *poor*, dan *very poor*.

Sejak tahun 1994, metode ini sudah banyak diteliti dan dikembangkan oleh banyak peneliti lainnya. Penentuan nilai dalam hubungan secara kualitatif dan kuantitatif semakin ditingkatkan (Marinos *et.al.*, 2005). Untuk lebih menjelaskan aspek-aspek geologi yang lebih kompleks seperti zona geser dan batuan heterogen, kategori tambahan dimasukkan pada tabel sebelumnya (Hoek *et.al.* 1998).

Dalam upaya menyelesaikan masalah dalam memperkirakan kekuatan massa batuan dan menentukan rancangan peledakan atau penggalian pada tambang bawah tanah (Hoek dan Brown 1980), menganggap bahwa beberapa percobaan harus dilakukan agar hubungan antara konstanta  $m$  dan  $s$  pada kriteria GSI dapat digunakan utamanya bagi pekerja yang ada di lapangan. Karakteristik massa batuan yang mengontrol kekuatan dan deformasi memiliki kesamaan dengan karakteristik massa batuan yang diterapkan oleh Bienawski (1973). Maka dari itu, klasifikasi RMR oleh Bienawski dapat digunakan untuk menentukan konstanta  $m$  dan  $s$ .

## **2.8 Karakteristik Massa Batuan**

Penentuan karakteristik massa batuan dapat dilakukan melalui metode pendekatan yang bertujuan untuk mengestimasi karakteristik massa batuan. Salah

satu metode pendekatan yang dapat digunakan adalah dengan menggunakan Kriteria *Generalized Hoek-Brown*. Kriteria Hoek-Brown berasal dari penelitian tentang keruntuhan batuan utuh oleh Hoek pada tahun 1965 dan studi model perilaku massa batuan yang memiliki kekar oleh Brown pada tahun 1970. Kriteria *Generalized Hoek-Brown* dapat dituliskan dalam bentuk persamaan sebagai berikut (Hoek dan Brown, 2018):

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma'_{ci} \left( m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma'_{ci}} + s \right)^a \quad (2.18)$$

Di mana,

$\sigma'_{ci}$  = nilai UCS (MPa)

$m_b$  = konstanta Hoek-Brown untuk massa batuan

$s$  dan  $a$  = konstanta ( $s = 1$  dan  $a = 0,5$  untuk batuan utuh)

Persamaan 2.7 menunjukkan bahwa diperlukan estimasi untuk  $\sigma_{ci}$ ,  $m_b$ ,  $s$ , dan  $a$  agar kriteria keruntuhan untuk massa batuan dapat diperoleh, konstanta  $m_b$ ,  $s$ , dan  $a$  dapat ditentukan dengan menggunakan beberapa persamaan sebagai berikut.

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14D}\right) \quad (2.19)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3D}\right) \quad (2.20)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left( e^{-GSI/15} - e^{-20/3} \right) \quad (2.21)$$


dengan  $m_i$  ialah konstanta Hoek-Brown untuk batuan utuh dan  $D$  merupakan sebuah faktor yang bergantung pada derajat kerusakan akibat peledakan dan tegangan. Nilai  $D$  bervariasi mulai dari 0 untuk massa batuan tak terganggu sampai dengan 1 untuk massa batuan sangat terganggu. Petunjuk untuk pemilihan nilai  $D$  dapat dilihat pada berikut ini.



Tabel 2.8 Faktor gangguan  $D$  pada konstruksi bawah tanah (Hoek and Brown, 2018)

Kenampakan Massa Batuan	Deskripsi Massa Batuan	Nilai $D$
	<p>Peledakan atau penggalian terkontrol kualitas yang sangat baik oleh <i>Tunnel Boring Machine</i> menghasilkan gangguan minimal pada massa batuan terbatas yang mengelilingi terowongan.</p>	$D = 0$
	<p>Penggalian mekanis atau tangan pada massa batuan berkualitas buruk (tanpa peledakan) menghasilkan gangguan minimal terhadap massa batuan di sekitarnya. Jika masalah meremas mengakibatkan naiknya lantai yang signifikan, gangguan dapat menjadi parah kecuali jika pembalikan sementara, seperti yang ditunjukkan dalam foto, ditempatkan.</p>	$D = 0$ $D = 0,5$ ( <i>No Invert</i> )
	<p>Kualitas peledakan yang sangat buruk di terowongan batuan keras mengakibatkan kerusakan lokal yang parah, sepanjang 2 atau 3 m, pada massa batuan di sekitarnya.</p>	$D = 0,8$
	<p>Peledakan skala kecil di lereng teknik sipil menghasilkan kerusakan massa batuan yang ringan, terutama jika peledakan terkontrol digunakan seperti yang ditunjukkan di sisi kiri foto. Namun, penghilang stres menghasilkan beberapa gangguan.</p>	$D = 0,7$ ( <i>Good blasting</i> ) $D = 0,1$ ( <i>Poor blasting</i> )

Lanjutan Tabel 2.8

Kenampakan Massa Batuan	Deskripsi Massa Batuan	Nilai D
	<p>Lereng tambang terbuka yang sangat besar menderita kerugian yang signifikan gangguan karena peledakan produksi berat dan juga karena pelepasan stres akibat pemindahan lapisan penutup.</p>	<p><math>D = 0,1</math> (<i>Production Blasting</i>)</p> <p><math>D = 0,7</math> (<i>Mechanical Excavation</i>)</p>

Tabel 2.9 Nilai konstanta  $m_l$  untuk batuan utuh

Rock Type	Class	Group	Texture															
			Coarse	Medium	Fine	Very Fine												
Sedimentary	Clastic	Conglomerates	(21±3)	Sandstones	Siltstones	Claystones												
					(7±2)	(4±2)												
					Greywackes	Shales												
		Breccias	(17±4)	(19±5)	(18±3)	Marls	(6±2)											
								(7±2)										
	Non-clastic	Carbonates	Crystalline	Limestone	Sparitic	Limestones	Dolomites											
					(10±2)			(9±2)	(9±2)									
		Evaporites	Limestone	(12±3)	(8±2)	Anhydrite	Anhydrite	Chalk										
						(12±2)			(12±2)									
						(7±2)												
Organic																		
							Hornfels	(9±4)	Quartzites	(20±3)								
											Metasandstones	(19±3)	Gneiss	(28±5)				
															Amphibolites	(26±6)	Phyllites	(7±3)

Lanjutan Tabel 2.9

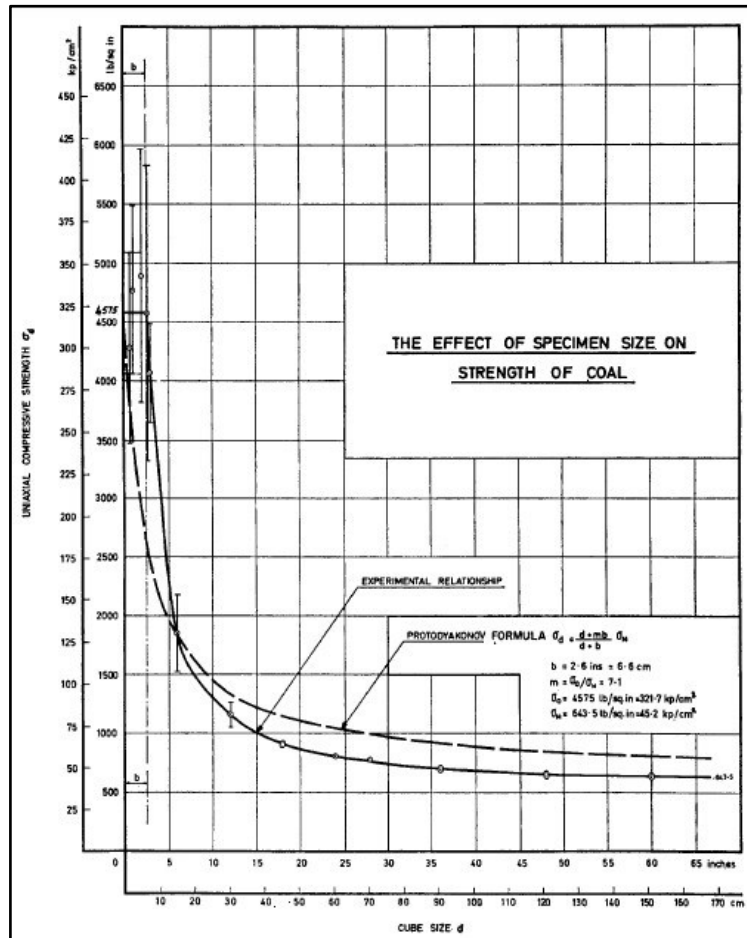
Igneous	Plutonic	Light	Granite	Diorite		
			(32±3)	(25±5)		
			Granodiorite			
			Gabbro			
		Dark	(27±3)	Dolerite		
	Norite		(16±5)			
			(20±5)			
		Hypabyssal	Porphyries		Diabase	Peridotite
	(20±5)			(15±5)	(25±5)	
		Volcanic	Lava		Rhyolite	Dacite
	(25±5)			(25±3)	Obsidian	
	Andesite			Basalt	(19±3)	
			(25±5)	(25±5)		
	Pyroclastic		Agglomerate	Breccia	Tuff	
			(19±3)	(19±5)	(13±5)	

## 2.9 Kekuatan Pilar Batubara

Penelitian mengenai kekuatan massa batuan telah dilakukan kurang lebih hampir 50 tahun, Bienawski (1967) melakukan penelitian mengenai pengaruh ukuran pada sejumlah sampel batubara berbentuk kubus untuk mengetahui kecenderungan kekuatan tekan uniaksial batubara dari ukuran 60 inci hingga 75 inci. Hasil penelitian menunjukkan bahwa semakin besar ukuran batubara yang berbentuk kubus, maka kekuatan tekan batubara akan semakin menurun hingga mencapai batas yang konstan.

Ada beberapa faktor yang menentukan kekuatan pilar batubara, diantaranya sebagai berikut.

1. Efek ukuran atau *volume* (kekuatan akan semakin menurun dari ukuran spesimen kecil batubara hingga berukuran besar);
2. Efek geometri pilar (*shape effect*);
3. Sifat yang dimiliki material batubara itu sendiri;



Gambar 2.9 Efek ukuran terhadap kekuatan batubara (Bienawski, 1967)

Banyak persamaan empiris untuk menentukan kekuatan pilar batubara. Salah satunya adalah persamaan yang dikemukakan oleh Bienawski. Persamaan Bienawski ini dianggap paling sesuai dengan pilar yang bentuknya relative memanjang. Berikut ini persamaan kekuatan pilar menurut Bienawski.

$$\sigma_p = S_I \left( 0,64 + 0,36 \frac{w}{h} \right) \quad (2.22)$$

Di mana,

$w$  = lebar pilar (m)

$h$  = tinggi pilar (m)

$S_I$  = kekuatan batubara *in situ* (MPa)

Sementara itu, untuk menentukan kekuatan batubara *in situ* yang berbentuk kubus, Bienawski (1967) menuliskan persamaan sebagai berikut.

Apabila tinggi pilar batubara lebih daripada 36 inci (0,9 m)

$$S_I = k/(36)^{\frac{1}{2}} \quad (2.23)$$

Apabila tinggi pilar batubara kurang daripada 36 inci (0,9 m)

$$S_I = k/h^{\frac{1}{2}} \quad (2.24)$$

Untuk menentukan konstanta  $k$ , yakni sebagai berikut.

$$k = \sigma_c (D)^{\frac{1}{2}} \quad (2.25)$$

Di mana,

$\sigma_c$  = kuat tekan uniaksial batubara (Psi)

$D$  = diameter atau dimensi sisi kubus (inci)

Dalam menentukan tegangan vertikal rata-rata pada pilar batubara, metode *tributary area* sangatlah berguna. Persamaan tegangan vertikal rata-rata dapat dituliskan sebagai berikut:

$$S_{WP} = S_V (W_{WP} + W_E) / W_{WP} \quad (2.26)$$

Di mana,

$S_V$  = tegangan vertikal *in situ*

$W_{WP}$  = lebar pilar (m)

$W_E$  = lebar bukaan (m)

Dengan membandingkan kekuatan pilar dan tegangan vertikal pada pilar, maka Zipf (2005) menuliskan persamaan yang digunakan untuk menentukan faktor keamanan *web pillar* dan *barrier pillar* batubara. Dalam menentukan faktor keamanan *web pillar*, maka persamaannya menjadi sebagai berikut.

$$SF_{WP} = \frac{S_I [0,64 + 0,54 W_{WP} / H]}{[S_V (W_{WP} + W_E) / W_{WP}]} \quad (2.27)$$

Di mana,

$S_I$  = kekuatan batubara *in situ* (MPa)

$S_V$  = tegangan *in situ* vertikal (MPa)

$W_{WP}$  = lebar *web pillar* (m)

$W_E$  = lebar bukaan (m)

$H$  = tinggi penambangan (m)

Sementara, untuk menentukan nilai faktor keamanan *barrier pillar* perhitungan terkait lebar panel perlu dilakukan terlebih dahulu. Adapun persamaan untuk lebar panel adalah sebagai berikut:

$$W_{PN} = N (W_{WP} + W_E) + W_E \quad (2.28)$$

Di mana,

$N$  = jumlah *web pillar* dalam satu panel

Selanjutnya, untuk persamaan dari nilai faktor keamanan *barrier pillar* dapat dituliskan sebagai berikut:

$$SF_{BP} = \frac{S_I [0,64 + 0,54 W_{BP} / H]}{[S_V (W_{PN} + W_{BP}) / W_{BP}]} \quad (2.29)$$

Di mana,

$S_I$  = kekuatan batubara *in situ* (MPa)

$S_V$  = tegangan *in situ* vertikal (MPa)

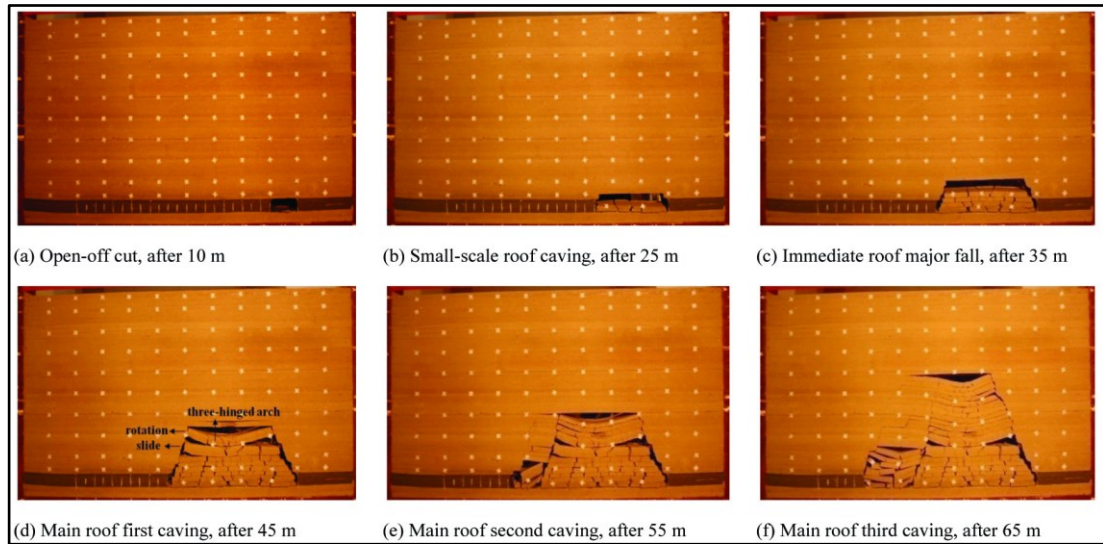
$W_{PN}$  = lebar panel (m)

$W_{BP}$  = lebar *barrier pillar* (m)

$H$  = tinggi penambangan (m)

## 2.10 Ketinggian Zona Rekahan

Ketinggian zona rekahan adalah masalah terpenting pada penambangan yang menggunakan metode *auger mining* ini. Pergerakan yang dialami utamanya pada bagian atap cenderung lebih parah dan akan mengakibatkan runtuhnya atap pada saat proses penambangan berlangsung (Yuan *et.al.*, 2010). Umumnya pemodelan fisik digunakan untuk mempelajari pergerakan-pergerakan yang terjadi pada bagian atap terowongan atau lubang bukaan.



Gambar 2.10 Simulasi model fisik pengaruh lebar lubang bukaan

Song dan Yang (2015) mencoba meneliti bentuk dari zona rekahan pada suatu batuan, khususnya bagian atap lubang bukaan (*roof tunnel*) dengan melakukan pemodelan fisik di laboratorium. Dari hasil simulasi yang dilakukan di dalam laboratorium, terlihat bahwa zona rekahan pada atap lubang bukaan (*roof tunnel*) akan terbentuk semakin tinggi apabila lebar bukaan dalam satu panel semakin bertambah.

Penentuan tinggi zona rekahan dapat menggunakan parameter klasifikasi massa batuan yang diusulkan oleh Bieniawski (1976). Pada awalnya istilah dalam menentukan tinggi zona rekahan yang merupakan zona runtuh pada atap terowongan diusulkan oleh Terzaghi (1946) dan kemudian dikembangkan oleh Unal (1983) dalam Chen (1994) dengan persamaan sebagai berikut.

$$H_t = (100 - RMR) \times (2W) / 100 \quad (2.30)$$

Di mana,

$RMR$  = *Rock Mass Rating*

$2W$  = lebar penggalian/*span* (m)