

**ANALISIS STABILITAS PEMBUATAN TANGGUL
PADA KEGIATAN PENAMBANGAN BATUBARA
DAERAH SUMP MERANTI PT. ASMIN BARA
BRONANG, BARUNANG, KAPUAS TENGAH,
KAPUAS, KALIMANTAN TENGAH**

SKRIPSI

Oleh :

**ZAIDA SYAFIRA PUTRI PRALANO
112180010**



**PROGRAM SARJANA
PROGRAM STUDI TEKNIK PERTAMBANGAN
JURUSAN TEKNIK PERTAMBANGAN
FAKULTAS TEKNOLOGI MINERAL
UNIVERSITAS PEMBANGUNAN NASIONAL “VETERAN”
YOGYAKARTA
2022**

**ANALISIS STABILITAS PEMBUATAN TANGGUL
PADA KEGIATAN PENAMBANGAN BATUBARA
DAERAH SUMP MERANTI PT. ASMIN BARA
BRONANG, BARUNANG, KAPUAS TENGAH,
KAPUAS, KALIMANTAN TENGAH**

SKRIPSI

Disusun sebagai salah satu syarat memperoleh gelar Sarjana Teknik dari
Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta

Oleh :

**ZAIDA SYAFIRA PUTRI PRALANO
112180010**



**PROGRAM SARJANA
PROGRAM STUDI TEKNIK PERTAMBANGAN
JURUSAN TEKNIK PERTAMBANGAN
FAKULTAS TEKNOLOGI MINERAL
UNIVERSITAS PEMBANGUNAN NASIONAL “VETERAN”
YOGYAKARTA
2022**

**ANALISIS STABILITAS PEMBUATAN TANGGUL
PADA KEGIATAN PENAMBANGAN BATUBARA
DAERAH SUMP MERANTI PT. ASMIN BARA
BRONANG, BARUNANG, KAPUAS TENGAH,
KAPUAS, KALIMANTAN TENGAH**

Oleh :

**ZAIDA SYAFIRA PUTRI PRALANO
112180010**



Disetujui untuk
Program Sarjana
Program Studi Teknik Pertambangan
Jurusan Teknik Pertambangan
Fakultas Teknologi Mineral

Universitas Pembangunan Nasional "Veteran" Yogyakarta

Tanggal : 22 September 2022

PEMBIMBING I,

Dr.Ir.Singgih Saptono,MT.

PEMBIMBING II,

Ir. Wawong Dwi Ratminah, M.T.

Skripsi ini saya persembahkan untuk :
Orang tua saya, Bapak Prayitno dan Ibu Retno Wulandari,
Kedua adik saya, Axel Zakaria dan Olivia Zahra.

RINGKASAN

Penelitian dilakukan di PT. Asmin Bara Bronang (ABB) yang merupakan perusahaan pertambangan batubara yang terletak di Desa Barunang, Kecamatan Kapuas Tengah, Kabupaten Kapuas, Provinsi Kalimantan Tengah dengan metode *open pit*. Saat ini PT. ABB telah memasuki tahap produksi. Pada *Pit Nirwana* sektor 2 di daerah *Sump Meranti* pada tahun 2022 akan dilakukan kegiatan pengambilan lapisan paling rendah batubara yang menjadi target produksi (*finishing*) yaitu sampai pada RL -20 mdpl. Daerah *sump Meranti* yang akan dilakukan penambangan merupakan zona longsor yang terjadi tahun 2019 dan saat menjadi area *sump* dengan ketebalan lumpur hingga 20 m. Hal tersebut dapat menimbulkan resiko bahaya geoteknik pada saat penggalian semua lumpur dan *pit* mengingat area sisi barat laut merupakan area disposal aktif dan sisi utara serta selatan merupakan zona patahan besar. Tujuan dari penelitian ini adalah menentukan geometri (panjang, lebar, tinggi, dan kemiringan) pada tanggul dan lereng tunggal yang digunakan sebagai landasan tanggul (*base original*) dalam upaya untuk mengantisipasi terjadinya potensi kehilangan batubara dan longsor pada disposal, serta menghindari masuknya lumpur dan air dari *sump* ke *pit* penambangan. Kemudian, dilakukan analisis mengenai kestabilan lereng dan tanggul hasil akhir rancangan desain penambangan di daerah penelitian. Tanggul tersebut akan dibangun dengan menggunakan material timbunan berjenis *solid clay*.

Analisis kestabilan tanggul dan lereng menggunakan metode kesetimbangan batas. Material properties yang digunakan diantaranya bobot isi dan nilai kuat tekan uniaksial yang didapatkan dari data pengujian yang bersasal dari *drill log*, nilai kohesi dan sudut gesek dalam pada material timbunan yang didapatkan dari korelasi pengujian SPT (*Standart Penetration Test*), dan nilai GSI yang didapatkan dari klasifikasi massa batuan dengan metode RMR di lapangan secara langsung. Kriteria keruntuhan yang digunakan adalah kriteria keruntuhan *gen. Hoek & Brown* untuk material batuan dan kriteria Mohr-Coulomb untuk material tanah. Sebuah acuan yang digunakan untuk mengetahui lereng dan tanggul stabil adalah dengan $FK > 1$.

Berdasarkan hasil simulasi mengenai geometri didapatkan geometri tanggul yang digunakan adalah tanggul dengan lebar 20 m dan tinggi 10 m serta kemiringan 45^0 dengan panjang tanggul sebesar 190 m. Tanggul tersebut berlandaskan sebuah lereng tunggal dengan lebar 45 m dan kemiringan 55^0 . Hasil analisis *overall slope* mengarah ke *pit* didapatkan nilai FK diantara 1,52 – 1,63 pada analisis dengan metode kesetimbangan batas. Selain itu, hasil analisis mengenai lereng desain penambangan akhir untuk melakukan kegiatan *finishing* penambangan batubara dinyatakan stabil.

Kata kunci : tanggul, lereng tunggal, metode kesetimbangan batas, faktor keamanan

SUMMARY

This research conducted in PT. Asmin Bara Bronang which is a coal mining company located in Barunang Village, Kapuas Tengah District, Kapuas Regency, Central Kalimantan Province using the open pit method. This company currently has entered the production stage. At the Nirwana Pit sector 2 in the Sump Meranti area in 2022, the lowest coal seam which is the finishing target will be extracted up to RL -20 mdpl. Area Sump of Meranti that will be mined is an landslide zone that occurred in 2019 and when it became a sump area with a mud thickness of up to 20 m. This can pose a geotechnical risk when excavating all mud and pits considering that the northwest side is an active disposal area and the north and south sides are large fault zones. The purpose of this study is to determine the geometry (length, width, height, and slope) of the embankment and single slope which is used as the base of the embankment (base original) in an effort to anticipate the potential for loss coal, landslides at disposal, and to avoid the entry of mud and water from sump to mining pit. Then, an analysis of the stability of the slopes and embankment was carried out as a result of the final mining design in the research area. The embankment will be built using solid clay disposal material.

Analysis of the stability of the embankment and slope using the limit equilibrium method. The material properties used include unit weight and uniaxial compressive strength values obtained from test data derived from drill logs, cohesion values and internal friction angles in embankment materials obtained from the correlation of SPT (Standard Penetration Test) testing, and GSI values obtained from classification of rock mass by RMR method in the field directly. The failure criteria used were gen. Hoek & Brown failure criteria for rock materials and Mohr-Coulomb criteria for soil materials. Reference used to determine stable slopes and embankment is $FoS \geq 1$.

Based on the simulation results regarding the geometry, it is found that the embankment geometry are embankment with a width of 20 m and a height of 10 m and a slope of 45° with a length of embankment of 190 m. The embankment is based on a single slope with a width of 45 m and a slope of 55°. The results of the overall slope analysis lead to the pit where the FK values are between 1.52 – 1.63 on the limit equilibrium method analysis. In addition, the results of the analysis regarding the final mining design slope to carry out coal mining finishing activities are declared stable.

Keywords : embankment, single slope, limit equilibrium method, factor of safety

KATA PENGANTAR

Puji syukur dipanjangkan kehadiran Tuhan Yang Maha Kuasa atas rahmat dan hidayah-Nya sehingga penyusunan skripsi dengan judul “ Analisis Stabilitas Pembuatan Tanggul Pada Kegiatan Penambangan Batubara Daerah Sump Meranti PT. Asmin Bara Bronang, Barunang, Kapuas Tengah, Kapuas, Kalimantan Tengah” ini dapat diselesaikan. Penelitian dilaksanakan pada 15 Januari 2022 hingga 27 Maret 2022. Skripsi ini disusun sebagai salah satu syarat untuk mendapat gelar Sarjana Teknik pada Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta.

Pada kesempatan ini peneliti mengucapkan terima kasih kepada :

1. Bapak Prof. Dr. Mohamad Irhas Effendi, M.Sc., Rektor UPN “Veteran” Yogyakarta.
2. Bapak Dr. Ir Sutarto, M.T., Dekan Fakultas Teknologi Mineral.
3. Bapak Dr.Ir.Eddy Winarno, S.Si. M.T., Ketua Jurusan Teknik Pertambangan.
4. Ibu Ir. Wawong Dwi Ratminah, M.T., Koordinator Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan sekaligus pembimbing II..
5. Bapak Dr. Tedy Agung Cahyadi, S.T.,M.T., selaku dosen wali.
6. Bapak Dr.Ir.Singgih Saptono,M.T., selaku dosen pembimbing I
7. Bapak Masdar Rohman, S.T., dan Bapak Harin Musin, S.T., selaku pembimbing lapangan di PT. Asmin Bara Bronang.
8. Semua pihak yang telah membantu dalam penyusunan skripsi ini.

Semoga skripsi ini bermanfaat bagi perkembangan ilmu pada umumnya dan khususnya ilmu pertambangan.

Yogyakarta, September 2022

Penyusun,

(Zaida Syafira Putri Pralano)

DAFTAR ISI

	Halaman
RINGKASAN	v
SUMMARY	vi
KATA PENGANTAR	vii
DAFTAR ISI.....	viii
DAFTAR GAMBAR	x
DAFTAR TABEL.....	xiii
DAFTAR LAMPIRAN.....	xv
 BAB	
I. PENDAHULUAN	
1.1.Latar Belakang	1
1.2.Rumusan Masalah	2
1.3.Tujuan Penelitian.....	2
1.4.Batasan Masalah.....	2
1.5.Metodologi Penelitian	3
1.6.Manfaat Penelitian.....	6
 II. TINJAUAN UMUM	
2.1. Lokasi dan Kesampaian Daerah.....	7
2.2. Iklim dan Curah Hujan	8
2.3. Keadaan Geologi	9
2.4. Cadangan dan Kualitas.....	14
2.5. Sistem Penambangan.....	15
 III. DASAR TEORI	
3.1. Studi Parameter Geoteknik.....	21
3.2. Kriteria Keruntuhan <i>Generalized</i> Hoek Brown dan Mohr Coloumb	33
3.3. Jenis Longsor.....	34
3.4. Muka Air Tanah	38
3.5. Beban Dinamis Faktor Kegempaan pada Analisis Kestabilan Lereng.....	39
3.6. Metode Kesetimbangan Batas	40
3.7. Analisis Perhitungan Faktor Keamanan	46

	Halaman
3.8. Faktor Keamanan	49
3.9. Analisis Dengan Program Rocscience Slide	50
3.10. Penentuan <i>Angle of Repose</i>	51
 IV. HASIL PENELITIAN	
4.1. Observasi Lapangan	57
4.2. Pengumpulan Data	59
4.3. Klasifikasi Massa Batuan	64
4.4. Analisis Jenis Kelongsoran	66
4.5. Asumsi Muka Air Tanah	67
4.6. Faktor Kegempaan	67
4.7. Analisis Perhitungan Faktor Keamanan Manual.....	67
4.8. Hasil Analisis Geometri Lereng Tunggal dan Tanggul.....	75
4.9. Analisis Hasil Akhir Desain Penambangan	84
 V. PEMBAHASAN	
5.1. Penentuan Geometri Tanggul dan Lereng Tunggal Pada Area Penelitian .85	85
5.2. Kestabilan Lereng dan Tanggul Hasil Akhir Rancangan Desain Penambangan	94
 VI. KESIMPULAN DAN SARAN	
6.1. Kesimpulan.....	96
6.2. Saran.....	97
 DAFTAR PUSTAKA.....	98
LAMPIRAN.....	100

DAFTAR GAMBAR

	Halaman
1.1. Diagram Alir Penelitian	5
2.1. Peta Kesampaian Daerah	8
2.2. Grafik Curah Hujan Tahunan 2012-2021 (Data PT. Asmin Bara Bronang) ..	9
2.3. Peta Lokasi Cekungan Barito (Supriatna S. 1995)	11
2.4. Stratigrafi Umum Cekungan Barito (Supriatna S. 1995).....	13
2.5. Alat Pengupasan <i>Top Soil</i>	16
2.6. Alat Pengupasan <i>Overburden</i>	17
2.7. Alat Muat Batubara.....	17
2.8. Rute Jalan Angkut Batubara (Data PT. Asmin Bara Bronang).....	18
2.9. Tempat Pengolahan Batubara Pada CPP	20
3.1. Korelasi Nilai SPT-N Dengan Sudut Gesek Dalam dan Kuat Geser Tanah (Terzaghi & Peck, 1987).....	22
3.2. Kondisi Kekasaran Kekar – <i>Joint Roughness Coefficient JRC</i> (Barton & Choubey, 1977).....	28
3.3. Kondisi Bukaan <i>Aperture</i> kekar (ISRM,1981)	29
3.4. Kriteria Mohr-Coulomb (Rai, dkk., 2013).....	34
3.5. Tipe Kelongsoran.....	35
3.6. Gaya-gaya yang bekerja pada irisan (Fellenius, 1939).....	40
3.7. <i>Asumsi Corps of Engineers #1</i>	45
3.8. <i>Asumsi Corps of Engineers #2</i>	45
3.9. Gaya – Gaya Yang Bekerja Pada Irisan Metode Bishop Simplified (<i>Rock Slope Engineering</i> , Hoek & Bray, 1981)	47
3.10. Diagram Menentukan Nilai Mi (Janbu dkk, 1956)	49
3.11. Diagram Alir Simulasi Lereng Menggunakan Slide.....	51
4.1. Peta Situasi Lokasi Penelitian	54
4.2. Model Penampang Geologi Sayatan A-A'	55

	Halaman
4.3. Model Penampang Geologi Sayatan B-B'	56
4.4. Sesar Naik Pada <i>Highwall</i>	58
4.5. Sesar Turun Pada <i>Lowwall</i>	58
4.6. Wilayah Daerah Penelitian	58
4.7. Peta Persebaran Lubang Bor	60
4.8. Penampang Sayatan B-B	61
4.9. Penampang Sayatan C-C	61
4.10. Penampang Sayatan D-D	62
4.11. Lokasi Pengamatan	65
4.12. Model Sayatan Lereng Tunggal	66
4.13. Peta Zonasi Gempa (Peta zona gempa Kementerian Pekerjaan Umum)	67
4.14. Geometri Model Lereng	68
4.15. Pembagian Bidang Longsor	68
4.16. Contoh Model Irisan Pada Irisan 13	69
4.17. Hasil Analisis FK Menggunakan <i>Software Slide</i>	74
4.18. Hasil Analisis Kestabilan Single Slope <i>Claystone</i> dan <i>Coal</i> Lereng Tunggal Lebar 45 m dan Kemiringan 55^0	75
4.19. Contoh Hasil Analisis Base Original Lebar 45 m dan Kemiringan 55^0	75
4.20. Skema Panjang Tanggul	79
4.21. Tinggi Tanggul	80
4.22. Desain Rancangan Penambangan Daerah <i>Sump Meranti</i>	84
5.1. Analisis Lereng Disposal	87
5.2. Analisis Disposal Dengan <i>Base Original</i>	89
5.3. Rekomendasi Geometri Tanggul Beserta Lereng Tunggal	89
5.4. Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK <i>Single Slope Claystone</i>	91
5.5. Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK <i>Single Slope Coal</i>	91
5.6. Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK <i>Single Slope</i> Tanggul Tinggi 10 m	92
5.7. Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK <i>Overall Slope</i> Tanggul Dengan Tinggi 10 m dan Lebar 20 m	92

Halaman

- | | |
|--|----|
| 5.8. Grafik Hubungan Antara Lebar dan FK <i>Overall Slope</i> Tanggul Dengan Tinggi 10 m dan Kemiringan 45^0 | 93 |
| 5.9. Grafik Hubungan Antara Lebar dan FK <i>Overall Slope</i> Tanggul Dengan Tinggi 15 m dan Kemiringan 45^0 | 93 |

DAFTAR TABEL

	Halaman
2.1. Hasil Analisis Kualitas Batubara	15
3.1. Tabel <i>Rock Mass Rating</i> (Bieniawski, 1989).....	24
3.2. Hubungan antara RQD dan Kualitas Batuan (Deere,1968)	25
3.3. Estimasi Kuat Tekan Batuan Pada Kondisi Lapangan (ISRM 1981)	26
3.4. Klasifikasi Spasi Kekar (Attewell, 1993)	27
3.5. Klasifikasi Persistensi (ISRM, 1981).....	28
3.6. Klasifikasi Deskripsi Kondisi Bukaan Kekar (Barton & Choubey, 1977) ...	29
3.7. Klasifikasi Pelapukan Dinding Batuan Diskontinuitas (ISRM,1981)	30
3.8. Estimasi Nilai GSI Berdasarkan Kondisi Geologi Lapangan (Marinos & Hoek dalam Singh & Goel, 2011).....	32
3.9. <i>Disturbance Factor</i> (D) pada Dinding Lereng (Hoek,2007)	35
3.10. Nilai Konstanta m_i Batuan Utuh (Wyllie & Mah, 2004).....	36
3.11. Asumsi-asumsi yang digunakan oleh Beberapa Metode Irisan	42
3.12. Kondisi Kesetimbangan yang Dipenuhi	42
4.1. Detail Titik Geoteknik	59
4.2. Hasil Pengujian Data Bor.....	63
4.3. Parameter Geoteknik.....	64
4.4. Hasil pembobotan GSI	65
4.5. Data Pada Setiap Irisan	69
4.6. Tabulasi Perhitungan Mi	70
4.7. Tabulasi Perhitungan Faktor Keamanan Dengan Metode Bishop	71
4.8. Hasil Perhitungan Faktor Keamanan Dengan Metode Bishop	72
4.9. Angka Faktor Keamanan Hasil Iterasi	74
4.10. Hasil Analisis FK Lereng Tunggal	76
4.11. Analisis <i>Single Slope</i> Material Tanggul Tinggi 10 m	81
4.12. Analisis <i>Single Slope</i> Material Tanggul Tinggi 15 m	81

Halaman

4.13. Hasil Analisis <i>Overall Slope</i> Tinggi Tanggul 10 m.....	82
4.14. Hasil Analisis <i>Overall Slope</i> Tinggi Tanggul 15 m.....	83
4.15. Hasil Analisis Desain Penambangan Daerah <i>Sump</i> Meranti	84
5.1. Hasil Analisis <i>Single Slope</i> Tanggul Dengan Kemiringan 45^0	91

DAFTAR LAMPIRAN

	Halaman
A. DATA CURAH HUJAN	101
B. PETA GEOLOGI.....	102
C. DATA LOG BOR	103
D. KLASIFIKASI MASSA BATUAN	105
E. MODEL PENAMPANG GEOLOGI.....	110
F. TAHAPAN PERMODELAN DENGAN <i>SOFTWARE SLIDE</i>	123
G. HASIL ANALISIS KESTABILAN	128

BAB I

PENDAHULUAN

1.1.Latar Belakang

PT. Asmin Bara Bronang merupakan perusahaan batubara pemegang ijin Perjanjian Karya Pengusahaan Pertambangan Batubara (PKP2B) generasi III mulai tahun 1999. Sistem penambangan yang digunakan adalah sistem tambang terbuka dengan metode penambangan *open pit* dikarenakan endapan batubara memiliki kemiringan yang besar. Pada tahun 2022 di *Pit Nirwana*, Sektor 2, akan dilakukan *finishing* (pengambilan lapisan paling rendah batubara yang menjadi target produksi) untuk optimalisasi penambangan batubara sampai pada RL -20 mdpl pada area *sump* meranti yang merupakan zona longsoran yang terjadi tahun 2019 dan saat menjadi area *sump* dengan ketebalan lumpur hingga 20 m. Hal ini dapat menimbulkan resiko bahaya geoteknik pada saat penggalian semua lumpur dan *pit* mengingat area sisi barat laut merupakan area disposal aktif dan sisi utara serta selatan merupakan zona patahan.

Pada kegiatan *finishing* setelah dianalisa diperlukan adanya sebuah tanggul di atas lereng tunggal. Tanggul tersebut digunakan untuk mencegah lumpur masuk di area penambangan sehingga dapat menekan tingkat kehilangan cadangan batubara. Simulasi mengenai geometri tanggul dan lereng tunggal berupa panjang, lebar, tinggi , dan kemiringan serta analisis terkait stabilitas dengan mencari nilai faktor keamanan (FK) perlu dilakukan. Dalam Analisis mengenai nilai FK menggunakan metode kesetimbangan batas dengan parameter kekuatan massa batuan untuk material batuan penyusun lereng adalah *Generalized Hoek-Brown* menggunakan parameter masukan berupa kuat tekan uniaksial (*UCS*), GSI, mi, dan D (faktor ketergangguan), sedangkan parameter kekuatan massa tanah yang digunakan untuk material timbunan seperti disposal dan tanggul adalah Mohr Coulomb dengan parameter sifat mekanik *c*, dan ϕ . Suatu lereng atau tanggul dikatakan stabil apabila gaya penahan lebih besar dibandingkan dengan gaya penggerak dengan nilai FK > 1.

1.2.Rumusan Masalah

Pada kegiatan *finishing* di *Pit* Nirwana, sektor 2 diperlukan geometri sebuah tanggul dan lereng tunggal yang digunakan sebagai landasan tanggul. Tanggul tersebut digunakan untuk menghindari masuknya lumpur dan air dari *sump* ke *pit* penambangan, mengantisipasi terjadinya potensi kehilangan batubara dan kelongsoran pada disposal. Selanjutnya, diperlukan analisis mengenai kestabilan lereng berdasarkan hasil akhir rancangan desain penambangan di daerah *Sump Meranti*.

1.3.Tujuan Penelitian

Tujuan dilakukan penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Menentukan geometri tanggul dan lereng tunggal yang optimal pada area penelitian.
2. Menganalisis kestabilan lereng dan tanggul hasil akhir rancangan desain penambangan di lokasi penelitian agar dapat diterapkan.

1.4.Batasan Masalah

1. Analisis yang direncanakan pada lereng dan tanggul menggunakan data karakteristik dan stratigrafi tanah serta batuan hasil dari pengujian SPT (*Standart Penetration Test*) pada lubang bor geoteknik M2-375G, M2-374G, M2-377G dan M2-376G.
2. Metode analisis kestabilan lereng yang digunakan adalah metode kesetimbangan batas (*limit equilibrium method*) diantaranya menggunakan metode *Ordinary Fellenius*, *Bishop Simplified*, *Janbu Simplified*, *Janbu Corrected*, *Spencer*, *Corps of Engineers #1*, *Corps of Engineers #2*, *Morgenstern and Price*, dan *Lowe Karafiah*.
3. Kriteria keruntuhan yang digunakan untuk menentukan kekuatan massa batuan penyusun lereng adalah kriteria *Gen. Hoek & Brown* sedangkan kriteria untuk menentukan kekuatan massa tanah untuk material timbunan adalah kriteria *Mohr - Coloumb*.
4. Perhitungan faktor keamanan dihitung berdasarkan asumsi ketika kondisi lereng jenuh air.

5. Kriteria penentuan faktor keamanan adalah $FK > 1$; aman , $FK = 1$; kritis, dan $FK < 1$; tidak aman.

1.5.Metodologi Penelitian

Metodologi penelitian dari penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. **Penyelidikan Lapangan**

Penyelidikan lapangan dilakukan untuk melakukan pengamatan secara langsung untuk mengetahui permasalahan yang terdapat pada lokasi penelitian.

2. **Studi Literatur**

Studi literatur dilakukan dengan mengumpulkan data dan informasi mengenai penelitian baik dari penyelidikan di lapangan dan dari berbagai buku, serta penelitian-penelitian yang telah dilakukan sebelumnya. Hal tersebut dapat digunakan sebagai dasar penelitian maupun pendukung dan menjadi referensi yang berkaitan dengan penelitian.

Data yang diperoleh yaitu :

- a. Data primer adalah data yang langsung diperoleh berdasarkan pengamatan dan pengambilan yang dilakukan di lapangan. Data primer yang didapatkan adalah dengan melakukan penyelidikan secara langsung tentang kondisi area penelitian secara langsung dan data berupa orientasi bidang kekar serta penentuan klasifikasi massa batuan dengan metode RMR.

- b. Data sekunder adalah data yang diperoleh dari buku dan laporan terkait yaitu, peta topografi, peta kesampaian daerah, iklim-curah hujan, peta geologi data pengujian SPT (*Standart Penetration Test*), data hasil pengujian sifat fisik dan mekanik batuan yang berasal dari *drill log*, serta peta desain akhir rancangan tambang.

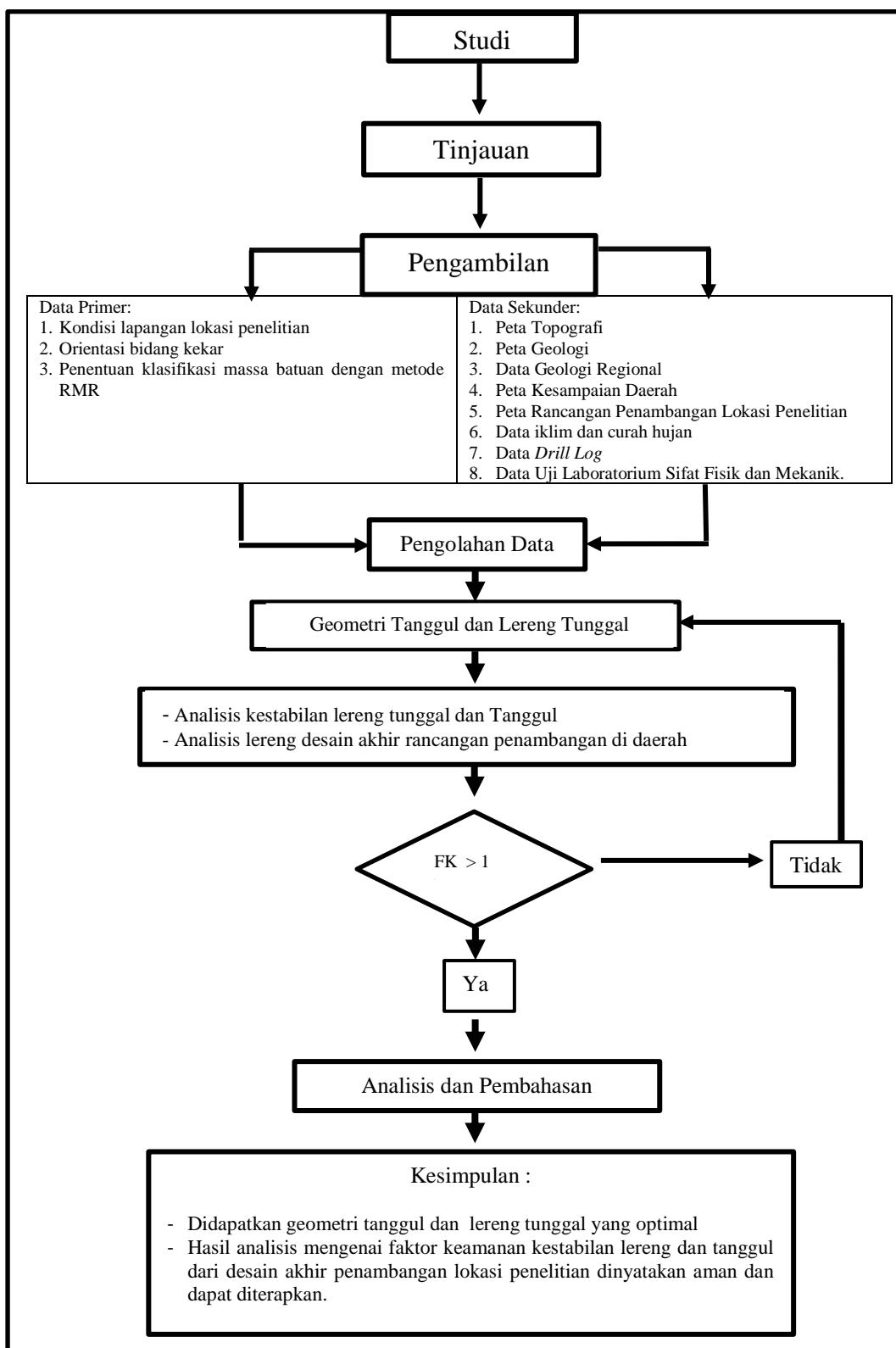
3. **Pengolahan Data**

- a. Menentukan data material *properties* dari data pengujian *drill log* dan pengambilan langsung di lapangan. Data tersebut berupa bobot isi (γ), kuat tekan uniaksial (UCS), kohesi (c), sudut gesek dalam (ϕ), GSI (didapatkan dari pemetaan RMR di lapangan), mi, dan D (faktor ketergangguan). Data

tersebut sebagai data parameter masukan untuk menganalisis kestabilan lereng dan tanggul.

- b. Menganalisis jenis potensi longsor yang dapat terjadi baik pada lereng maupun tanggul. Analisis jenis potensi longsor merupakan langkah awal sebelum menganalisis atau mendesain suatu geometri sebuah lereng dan tanggul. Analisis dilakukan dengan mempertimbangkan karakteristik dari material.
- c. Membuat model geologi atau penampang sayatan dari peta topografi situasi daerah penelitian dengan melakukan *cross section* stratigrafi menggunakan *software* minescape dan *software* AutoCAD. Model geologi tersebut digunakan untuk melakukan analisis.
- d. Menentukan dan menganalisis terkait penggunaan skema penambangan di lokasi penelitian yang akan digunakan yaitu dengan membuat tanggul diatas lereng tunggal.
- e. Melakukan simulasi geometri berupa panjang, lebar, tinggi, dan kemiringan untuk menentukan geometri yang optimal pada lereng tunggal dan tanggul yang akan digunakan. Simulasi tersebut menggunakan asumsi lereng dalam keadaan jenuh. Metode yang digunakan dalam analisis merupakan metode kesetimbangan batas diantaranya dengan metode *Ordinary Fellenius*, *Bishop Simplified*, *Janbu Simplified*, *Janbu Corrected*, *Spencer*, *Corps of Engineers #1*, *Corps of Engineers #2*, *Morgenstern and Price*, dan *Lowe Karafiath*. Analisis stabilitas dilakukan dengan menggunakan *software* slide dari Rocscience V 6.0.
- f. Analisis kestabilan rancangan lereng pada desain rancangan tambang akhir area penelitian dengan membuat penampang sayatan dari peta rancangan di lokasi penelitian tersebut menggunakan *software* minescape. Kemudian dilakukan analisis stabilitas pada lereng dan tanggul menggunakan *software* slide V 6.0.

Adapun tahapan penelitian yang dilakukan dapat dilihat pada Gambar 1.1.



Gambar 1.1.
Diagram Alir Penelitian

1.6.Manfaat Penelitian

Manfaat dari penelitian ini adalah didapatkannya sebuah skema penambangan pada kegiatan *finishing* penambangan batubara di area *Sump* Meranti sektor 2 sehingga batubara dapat terambil secara optimal. Skema tersebut berupa membuat suatu tanggul di atas lereng tunggal yang telah ditentukan geometrinya dan telah dianalisis mengenai faktor keamanannya. Selanjutnya, didapatkan juga mengenai analisis nilai faktor keamanan dari lereng hasil desain penambangan yang telah dirancang.

BAB II

TINJAUAN UMUM

2.1. Lokasi dan Kesampaian Daerah

Penelitian dilakukan di PT. Asmin Bara Bronang merupakan perusahaan batubara pemegang izin PKP2B secara administratif terletak di Desa Barunang, Kecamatan Kapuas Tengah, Kabupaten Kapuas, Kalimantan Tengah dengan luas wilayah 24.980 ha. Hal tersebut sesuai dengan Surat Keputusan Menteri ESDM No.362.K/30.01/DJB/2008 pada tanggal 31 Juli 2008.

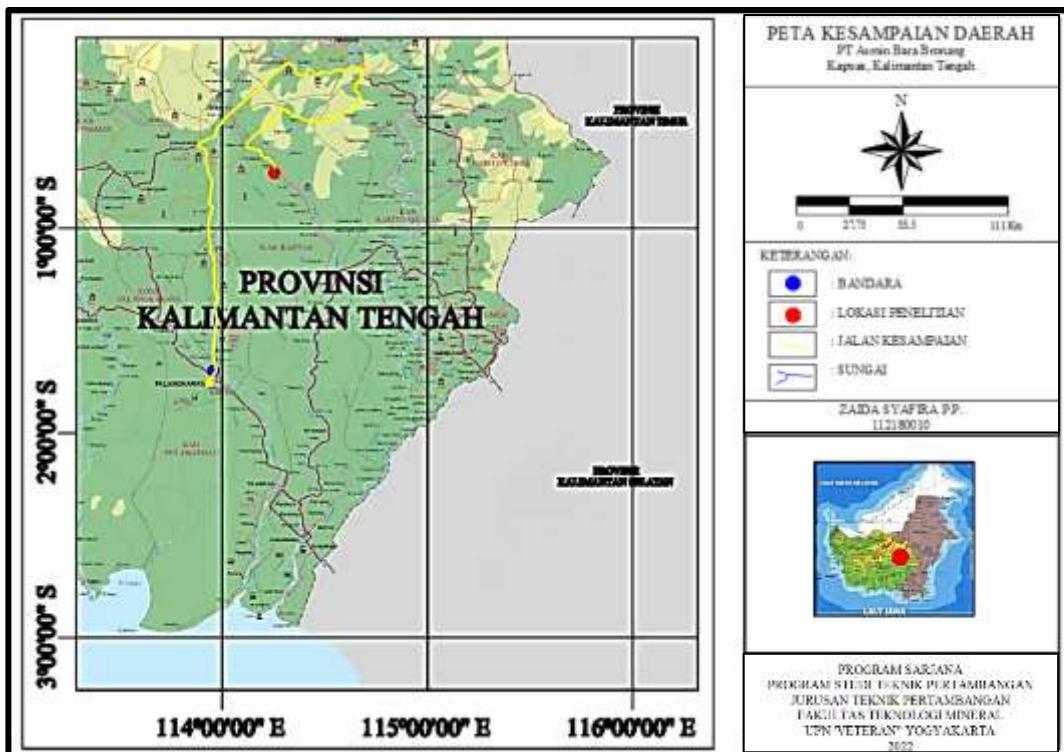
Secara astronomis lokasi penelitian terletak diantara koordinat $114^{\circ}18'00''$ - $114^{\circ}33'00''$ Bujur Timur dan $0^{\circ}43'30''$ - $1^{\circ}05'30''$ Lintang Selatan, sedangkan secara geografis wilayah izin usaha pertambangan berbatasan dengan wilayah sebagai berikut :

1. Sebelah Utara : Kabupaten Murung Jaya
2. Sebelah Timur : Kabupaten Barito Utara
3. Sebelah Selatan : Kabupaten Pulang Pisang
4. Sebelah Barat : Kabupaten Gunung Mas

Peta kesampaian daerah menuju lokasi penelitian dapat dilihat pada Gambar 2.1. Pada peta kesampaian dicantumkan rute yang dapat ditempuh untuk menuju ke tempat penelitian. Rute yang dapat ditempuh untuk mencapai lokasi penelitian, yaitu:

1. Palangkaraya – Timpah dengan jarak tempuh dengan jarak sekitar 120 km dengan waktu selama \pm 120 menit dengan kondisi jalan beraspal baik menggunakan kendaraan roda 2 (dua) maupun menggunakan kendaraan roda 4 (empat).
2. Timpah – Batapah – Buhut dengan melewati jalan angkut PT. KPP (Kalimantan Prima Persada) dan PT. Dasa Intiga yang berjarak \pm 100 km. Jarak tersebut dapat ditempuh selama \pm 180 menit baik menggunakan kendaraan roda 2 (dua) maupun roda 4 (empat) dengan kondisi jalan yang berpasir, dan tanah liat serta pengerasan.

3. Dari Buhut ke lokasi PT. Asmin Bara Bronang melewati jalan angkut dengan jarak 31 km dapat ditempuh selama ± 60 menit baik menggunakan kendaraan roda 2 (dua) maupun roda 4 (empat).

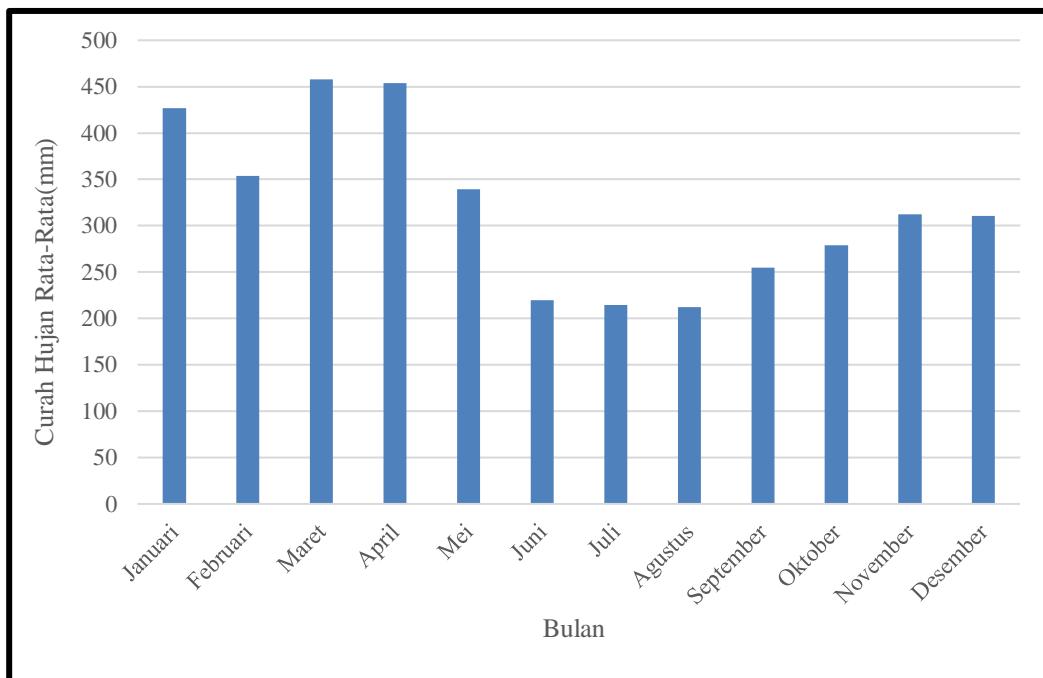


Gambar 2.1.
Peta Kesampaian Daerah

2.2. Iklim dan Curah Hujan

Lokasi penelitian terletak di Provinsi Kalimantan Tengah yang memiliki iklim tropis. Kegiatan penambangan batubara di lokasi penelitian masih sangat dipengaruhi oleh iklim. Iklim tahunan di daerah penelitian seperti halnya di daerah Kalimantan lainnya yang mempunyai dua musim, yaitu musim hujan dan musim kemarau. Musim hujan sering terjadi pada bulan November sampai bulan Juni, sedangkan musim kemarau terjadi pada bulan Juli sampai bulan Oktober. Pembagian waktu musim tersebut dapat berubah dikarenakan pada waktu kemarau dapat terjadi hari hujan yang tinggi dan ada kalanya musim hujan dapat berlangsung lebih panjang. Kondisi curah hujan pada lokasi penelitian digambarkan dengan bentuk grafik.

Data curah hujan yang diperoleh menunjukkan jumlah curah hujan rata-rata per bulan adalah 383,57 mm/bulan. Grafik curah hujan dapat dilihat pada Gambar 2.2 dan untuk data dari nilai curah hujan dapat dilihat pada Lampiran A.



Gambar 2.2.
Grafik Curah Hujan Tahunan 2012-2021 (Data PT. Asmin Bara Bronang)

2.3. Keadaan Geologi

Lokasi penelitian terletak di pulau Kalimantan yang merupakan bagian dari Lempeng mikro Sunda. Lempeng mikro Sunda merupakan fragmen dari lempeng Eurasia yang melejit ke Tenggara sebagai akibat dari tumbukan kerak Benua India dengan kerak Benua Asia, yang terjadi kira-kira 40-50 juta tahun yang lalu. Lempeng mikro Sunda meliputi Semenanjung Malaya, Sumatra, Jawa, Kalimantan Selatan dan Kalimantan Tengah.

Batas - batas tektonik yang paling penting disebelah timur adalah :

- Kompleks subduksi Kapur Tersier Awal yang berarah Timurlaut, dimulai dari Pulau Jawa dan membentuk pegunungan Meratus sekarang.
- Sesar mendatar utama di Kalimantan Timur dan Utara.
- Jalur subduksi di Kalimantan Utara, Serawak, dan Laut Natuna, jalur ini dikenal dengan jalur Luper.

Bagian utara Kalimantan didominasi oleh komplek akresi Crocker-Rajang-Embaluh berumur Kapur dan Eosen-Miosen. Pada bagian selatan komplek ini terbentuk Cekungan Melawi-Ketungai dan Cekungan Kutai selama Eosen akhir, dan dipisahkan oleh zona ofiolit-melange Lupar-Lubok Antu dan Boyan. Pada bagian selatan pulau Kalimantan terdapat *Schwaner Mountain* berumur Kapur awal-akhir berupa batolit granit dan granodiorite yang menerobos batuan metamorf regional derajat rendah.

Secara regional daerah penelitian termasuk kedalam cekungan Barito bagian utara. Hal tersebut berdasarkan Peta Geologi Lembar Muara Teweh yang disusun oleh Supriatna S. (1995).

2.3.1. Fisiografi

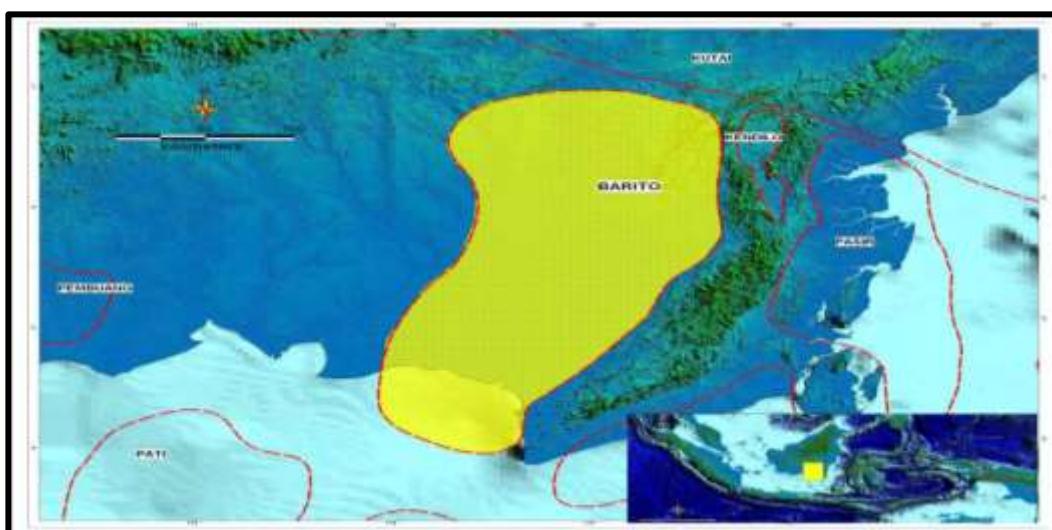
Daerah penelitian dikelompokkan dalam zona perbukitan dan dataran rendah Kalimantan Selatan dan Timur (*Foothills and lowland of South & East Kalimantan*). Zona ini dibatasi oleh Dataran Aluvial Kalimantan Selatan, pegunungan Meratus, Samarinda Antiklinorium dan Zona Danau Kutei pada bagian selatan, sedangkan pada bagian utara dibatasi oleh Zona Pengunungan Schwaner, Pegunungan Mueller, Pegunungan Wahau dan Zona Mangkaliat.

Secara fisiografi, Cekungan Barito terletak bagian tenggara Kalimantan. Cekungan Barito disebelah barat dibatasi oleh dataran Sunda, sebelah timur Pegunungan Meratus, sebelah utara dibatasi oleh Cekungan Kutai. Dari sebelah barat dekat paparan sunda terdapat Cekungan Barito dengan kemiringan relatif datar, ke arah timur menjadi cekungan yang dalam yang dibatasi oleh sesar-sesar naik ke arah barat dari pegunungan Meratus yang merupakan bongkah naik. Peta lokasi cekungan barito dapat dilihat pada Gambar 2.3.

Tinggian Meratus di bagian tenggara Kalimantan yang membatasi Cekungan Barito dengan Cekungan Asem-asem. Tinggian Meratus merupakan sekuen ofiolit dan busur volkanik Kapur Awal. Cekungan Barito dan Cekungan Kutai dibatasi oleh Adang flexure. Orogenesa yang terjadi pada Pilo-Plistosen mengakibatkan bongkah Meratus bergerak kearah barat. Akibat dari pergerakan ini sedimen-sedimen dalam Cekungan Barito tertekan sehingga struktur pelipatan.

Cekungan Barito terbagi menjadi Barito bagian utara dan Barito bagian selatan yang dipisahkan dengan gejala struktur Tanjung Line (Bon dkk, 1996).

Daerah penelitian berada pada Cekungan Barito bagian utara yang merupakan suatu cekungan intramontana yang terbentuk pada zaman paleogen di belakang paparan karbonat dalam bentuk palung-palung kecil. Cekungan Barito memperlihatkan bentuk cekungan asimetrik yang disebabkan oleh adanya gerak naik dan gerak arah barat dari Pegunungan Meratus. Pada cekungan tersebut terdapat batuan sedimen yang telah banyak diselidiki oleh para ahli geologi dan disebutkan bahwa pengendapan batubara terjadi sejak zaman eosin sampai zaman plistosen.



Gambar 2.3.
Peta Lokasi Cekungan Barito (Supriatna S. 1995)

2.3.2. Stratigrafi

Pada Cekungan Barito terdapat berbagai formasi stratigrafi secara umum pada cekungan barito dapat dilihat pada Gambar 2.4. Selanjutnya, berbagai formasi yang didasarkan atas *unconformity* adalah sebagai berikut :

1. Batas Dohor/Warukin ditempatkan sebagai *unconformity* antara Miosen Tengah-Akhir berlawanan dengan Satyana (1994, 1995) dan Kusuma dan Darin (1989), yang menggunakan lapisan batubara atas sebagai batas. Bagaimanapun Satyana, 1994, menunjukan gambaran stratigrafi dengan kehadiran ketidakselarasan antara Miosen Akhir dan Pliosen, Formasi Dohor

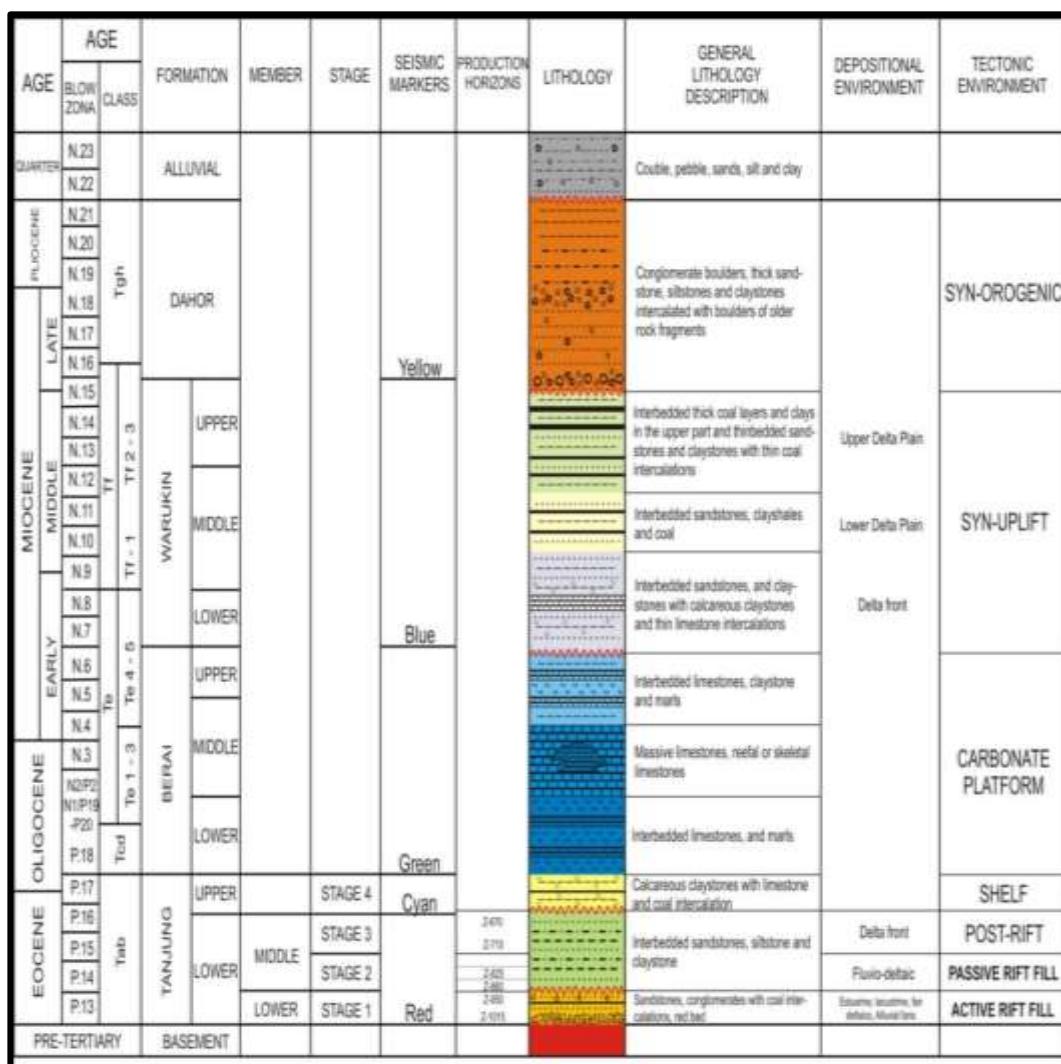
- mengandung bongkah konglomerat, batupasir tebal, batulanau, dan batulempung dengan lensa fragmen batuan;
2. Formasi Warukin dibagi atas Warukin Bawah dan Warukin Atas (Satyana, 1994, 1995, Mason dkk, 1993, Heriyanto dkk, 1996) dengan litologi menurut (Siregar dan Sunaryo., 1980) pada Warukin Bawah (perlapisan antara batupasir dan batulempung dengan batulempung gampingan dan lensa batugamping yang tipis) dan Warukin Atas (perlapisan batubara tebal dan batulempung pada bagian atas dan batupasir berlapis tipis dan batulempung dengan lensa batubara tipis);
 3. Formasi Berai secara umum dibagi atas Berai Atas, Berai Tengah, dan Berai Bawah, pembagian ini secara umum berdasarkan litologi, Berai Atas terdiri atas peselingan batugamping, batulempung, dan napal, Berai Tengah mengandung batugamping massif, batugamping reef atau kerangka, dan Berai Bawah mengandung perselingan batugamping dan napal;
 4. Formasi Tanjung dibagi atas Tanjung Atas dan Tanjung Bawah, Siregar dan Sunaryo memasukkan ketidakselarasan yang memisahkan Tanjung Bawah dan Atas pada Eosen Tengah, karakterisasi batuannya pada Tanjung Atas mengandung Batulempung gampingan dengan perlapisan batugamping dan batubara, Tanjung Tengah mengandung perselingan Formasi Tanjung dibagi atas Tanjung Atas dan Tanjung Bawah, Siregar dan Sunaryo memasukkan ketidakselarasan yang memisahkan Tanjung Bawah dan Atas pada Eosen Tengah, karakterisasi batuannya pada Tanjung Atas mengandung Batulempung gampingan dengan perlapisan batugamping dan batubara, Tanjung Tengah mengandung perselingan.

Daerah penelitian menurut Peta Geologi Beristem Indonesia (*Systematic Geological Map Indonesia*) lembar Muaratewe, secara umum tersusun atas formasi berikut:

- a. Formasi Tanjung (Tet), formasi ini merupakan batuan tersier tertua yang terdapat di daerah penyelidikan, tersusun oleh batu pasir kuarsa, batu lumpur, batu lanau dengan sisipan batubara dan konglomerat. Penyebaran formasi ini terdapat dibagian selatan daerah penyelidikan. Secara fisik

batubara formasi tanjung mempunyai penampakan berwarna hitam mengkilat, keras, sebagian besar ditemukan lapisan pengotor (*parting*) dalam lapisan batubara.

- b. Formasi Berai (Tomb), formasi ini terdiri dari batugamping, batulempung, napal, batulanau dan batubara. Formasi Beari mempunyai ketebalan 1250 m dengan lingkungan pengendapannya laguna dan laut dangkal.
- c. Komplek Busang (PTrb), formasi ini berupa batuan metasedimen, berwarna abu-abu kehijauan, gelap, keras, dan terdaurkan. Hasil dari pengeboran yang dilakukan pada formasi ini ditemukan batulempung, batupasir, batubara, batulanau dan ditemukan adanya intrusi sintang.



Gambar 2.4.
Stratigrafi Umum Cekungan Barito (Supriatna S. 1995)

2.3.3. Struktur Geologi

Pada Cekungan Barito ditandai dengan perbedaan pada zaman Paleogen dan Neogen. Pemekaran basesment adalah awal mula pembentukan struktur cekungan pada kala Paleosen – Eosen. Kondisi ini terus terjadi hingga kala Oligosen – Miosen dengan terjadi subsidence secara lokal dan regional serta proses peregangan lithosfer yang mempengaruhi cekungan pada pertengahan Miosen, struktur yang terjadi berubah menjadi pengkerutan. Pengangkatan secara regional dan patahan yang bersifat kompresional muncul pada kala Miosen Tengah hingga Pliosen – Plistosen. Proses inversi dan pengaktifan kembali sesar tua secara extensional menghasilkan kenampakan yang sekarang terbentuk pada Cekungan Barito.

Pola struktur yang berkembang di Pulau Kalimantan berarah Meratus (Timur laut-Barat daya). Pola ini tidak hanya terjadi pada struktur-struktur sesar tetapi juga pada arah sumbu lipatan. Perbukitan tutupan yang berarah timur laut-barat daya dengan panjang sekitar 20 km terbentuk akibat pergerakan dua patahan yang searah. Salah satunya dikenal dengan nama *Dahai Thrust Fault* yang memanjang pada kaki bagian barat perbukitan Tutupan.

Pada peta geologi regional (Lampiran B) menunjukkan kemunculan struktur antiklin di sektor 1, sedangkan tidak terdapat struktur geologi yang terjadi di sektor 2. Namun, geologi lokal dari hasil pemetaan permukaan dan ditunjang oleh data geologi serta permodelan patahan, menunjukkan terdapat dua patahan atau sesar yang terdapat pada sektor 2, yaitu patahan naik di area *high wall* dan patahan turun di area *low wall*.

2.4. Cadangan dan Kualitas

Lokasi penelitian mencakup tiga blok penambangan dengan total cadangan batubara yang tersimpan sebesar 82,3 juta ton. Endapan batubara terdiri dari *multi seam* (*7 seam*) dan memiliki nilai *stripping ratio* ± 9 dengan struktur lapisan yang kompleks. Kualitas batubara di lokasi penelitian mempunyai nilai kalori berkisar GAR (*Gross Calorie Value; As Received*) 6.500 kcal/kg dan memiliki kadar abu dibawah 15% serta memiliki nilai AFT $>1500^{\circ}\text{C}$ yang merupakan batubara ramah

lingkungan. Batubara secara megakrospis terlihat hitam dengan kilap 40-90% (*bright dull - bright*), rapuh (*brittle*), gores garis coklat, mengandung damar dan sedikit pirit (jarang). Hasil analisis kualitas batubara pada pengujian *proximat* yang dilakukan pada laboratorium pengujian kualitas batubara dapat dilihat pada Tabel 2.1.

Tabel 2.1.
Hasil Analisis Kualitas Batubara

PARAMETER	COAL BRAND			
	UNIT	Ash 11.5%	Ash 13%	GAR 6100
<i>Total Moisture</i>	ARB	12%	12%	14%
<i>Ash Content</i>	ADB	13%	13%	12%
<i>Volatile Matter</i>	ADB	40%	40%	40%
<i>Total Sulphur</i>	ADB	0.5%	0.6%	0.6%
<i>Fixed Carbon</i>	ADB	±40%	±40%	±40%
<i>Gross Calorific Value</i>	ARB	6.500 Kcal/kg	6.500 Kcal/kg	6.100 Kcal/kg
<i>Hardgrove Grindability Index</i>		47	47	47
AFT		1500	>1500	1500
<i>Size (0-50 mm)</i>				

2.5. Sistem Penambangan

Sistem penambangan pada lokasi penelitian menggunakan metode penambangan terbuka (*open pit*). Hal tersebut didasarkan pada karakteristik endapan lapisan batubara dan teknologi yang ada. Endapan batubara di lokasi penelitian memiliki karakteristik endapan sebagai berikut :

- Posisi lapisan batubara yang relatif dangkal dengan *striping ratio* berkisar 9 sehingga layak untuk dilakukan penambangan dengan metode terbuka,
- Lapisan batubara terdiri dari *multiseam* yaitu terdiri dari seam M – G dengan tebal lapisan batubara berkisar antara 1-5 m,
- Kemiringan lapisan batubara yang bervariasi antara 10° dan 25°,

- d. Terdapat beberapa daerah prospek yang mempunyai struktur geologi yang cukup kompleks seperti sesar, kekar, dan intrusi.

Tahapan penambangan batubara pada lokasi penelitian adalah sebagai berikut :

- a. Pembersihan Lahan (*Land Clearing*)

Pembersihan lahan dilakukan dengan membersihkan berbagai tanaman vegetasi dan semak belukar yang terdapat pada wilayah IPPKH Operasi Produksi dengan menggunakan peralatan mekanis *bulldozer* Komatsu D85 serta menggunakan alat manual seperti gergaji mesin sehingga tidak mengganggu kegiatan penambangan selanjutnya.

- b. Pengupasan Tanah Pucuk (*Top Soil*)

Lapisan tanah pucuk merupakan lapisan tanah teratas dari suatu wilayah yang biasanya ditumbuhi pepohonan dan semak. Pengupasan tanah pucuk dilakukan untuk membersihkan lapisan tanah yang berada di pucuk dengan menggunakan alat gali-muat *backhoe* PC Komatsu 1250 dan *backhoe* PC Komatsu 2000 serta alat angkut HD Komatsu 785 (Gambar 2.5). Selanjutnya, lapisan tanah atas tersebut akan digunakan untuk tanah reklamasi.



Gambar 2.5.
Alat Pengupasan *Top Soil*

- c. Kegiatan Penambangan

Adapun kegiatan penambangan yang dilakukan adalah sebagai berikut :

- 1. Pembongkaran

Pembongkaran dilakukan dengan mengupas lapisan *overburden* dan *interburden*. Pada umumnya, pemberian lapisan tanah penutup dapat

dilakukan dengan *free digging* atau penggalian secara langsung. Kegiatan tersebut dilakukan dengan menggunakan alat gali-muat berupa *backhoe* Komatsu PC 1250 dan *backhoe* Komatsu PC 2000 serta alat angkut Komatsu HD 785. Namun, terdapat material yang harus dilakukan dengan peledakan dalam pemberaiannya karena tidak semua material dapat digali. Alat pengupasan *Overburden* dapat dilihat pada Gambar 2.6.



Gambar 2.6.
Alat Pengupasan *Overburden*

2. Pemuatan

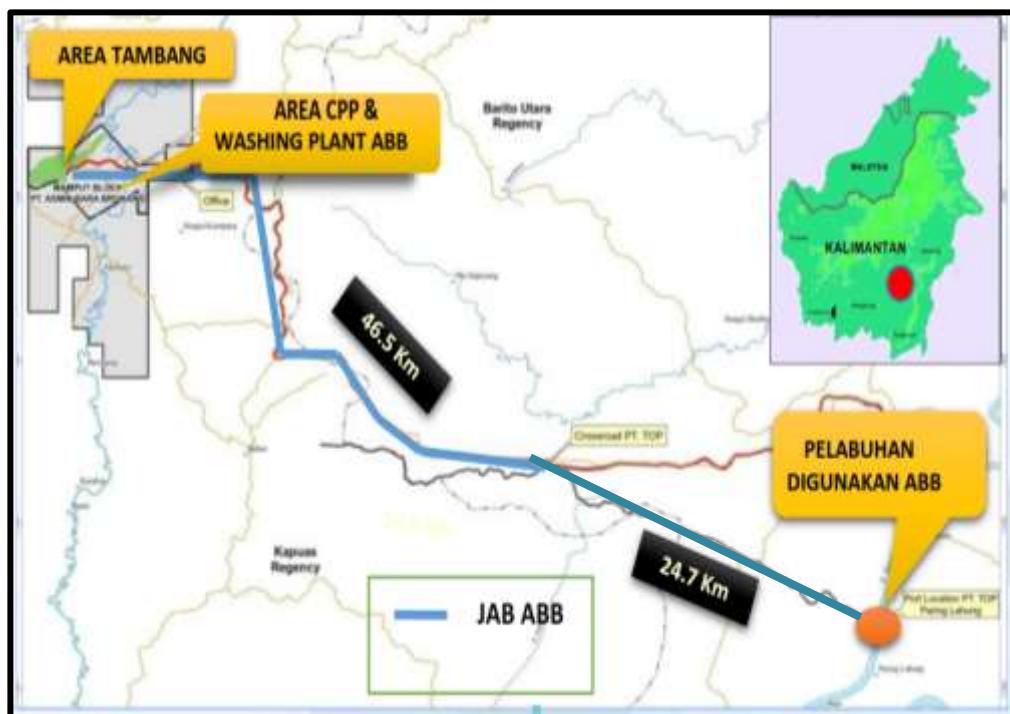
Pemuatan dilakukan setelah tahap pembongkaran yaitu dengan memuat batubara. Alat gali dan alat muat yang digunakan adalah *backhoe* PC Komatsu 200 dan *backhoe* PC Komatsu 300 dengan alat angkut *dumptruck* dengan tipe LD *Scania* 40. Alat Muat batubara dapat dilihat pada Gambar 2.7.



Gambar 2.7.
Alat Muat Batubara

3. Pengangkutan

Pada kegiatan pengangkutan batubara terdapat dua tahap, yaitu pengangkutan batubara dari *front* penambangan batubara ke tempat pengolahan batubara dan pengangkutan batubara dari tempat pengolahan ke pelabuhan sebelum dipasarkan. Peta rute jalan angkut batubara dapat dilihat pada Gambar 2.8.



Gambar 2.8.

Rute Jalan Angkut Batubara (Data PT. Asmin Bara Bronang)

a. Pengangkutan Batubara Dari *Front* Penambangan ke Tempat Pengolahan

Batubara yang telah digali dan dimuat dari *front* penambangan batubara diangkut ke CPP (*Central Processing Platform*) atau ke *washing plant* (tempat pencucian batubara) tergantung dengan kualitas batubara. Identifikasi mengenai kualitas batubara dilakukan dengan melihat tempat batubara tersebut dilakukan *coal getting* dimana batubara di masing-masing titik pemuatan batubara telah diambil sampel dan di uji kualitas batubaranya. Batubara dengan kualitas *high ash, low ash, low ts*, dan *clean coal* akan diangkut pada CPP untuk proses *crushing* (mengecilkan ukuran butir), sedangkan batubara jenis *marginal coal, dirty coal*, dan *AB-R* akan diangkut pada *washing plant* untuk meningkatkan kualitas dari batubara tersebut.

b. Pengangkutan Batubara Dari Tempat Pengolahan ke Pelabuhan

Setelah proses pengangkutan batubara dari *front* penambangan batubara ke tempat pengolahan batubara dilakukan, kegiatan selanjutnya adalah dengan melakukan pengangkutan batubara menggunakan LD *Scania* 40 ke pelabuhan. Pelabuhan tersebut merupakan Pelabuhan Paring Lahung dan Pelabuhan Teluk Timbau . Pelabuhan pertama yaitu Pelabuhan Paring Lahung yang merupakan tempat penyimpanan batubara sebelum dimuat ke kapal untuk dibawa ke Pelabuhan Teluk Timbau atau langsung pada konsumen. Pelabuhan kedua yaitu Pelabuhan Teluk Timbau yang merupakan tempat penyimpanan batubara di Pelabuhan Teluk Timbau untuk selanjutnya dimuat kembali ke kapal konsumen.

4. Pengolahan

Pengolahan batubara merupakan proses untuk mereduksi ukuran butir dan meningkatkan kualitas batubara. Pengolahan batubara dilakukan pada CPP (*Central Processing Platform*) dan *Washing Plant*. Pada CPP terdapat dua alat *crusher* yang digunakan untuk mereduksi ukuran butir batubara hingga berukuran ± 50 mm. Alat *Crusher* yang digunakan adalah *Jaw Crusher*. Pada *belt conveyor* dilengkapi oleh *metal catcher* yang berfungsi sebagai penangkap logam atau material *non coal*. Produk dari CPP merupakan batubara dengan kualitas *low ash, high ash, low total sulfur*, dan *clean coal*. Batubara dengan kualitas *dirty coal, marginal coal*, dan AB- *Rejected* harus dilakukan pencucian batubara terlebih dahulu pada *washing plant*. Pencucian batubara tersebut bertujuan untuk meningkatkan kualitas batubara dengan mengurangi kadar *ash* dan membuang material pengotor. Proses pencucian batubara adalah proses memisahkan material pengotor seperti batuan, lumpur dan batubara dengan proses *jigging*. Kemudian, batubara dengan ukuran butir relatif kecil dalam proses pemisahan dengan material pengotor digunakan alat *humprey spiral* sedangkan batubara yang masih berbentuk bongkahan menggunakan alat *jig*. Selanjutnya, material yang bersifat lumpur dari hasil pencucian akan masuk pada tabung yang dialirkan pada tempat pembuangan *tailing* sedangkan batubara akan diangkut menggunakan *belt conveyor*.

Produk batubara yang berasal dari *washing plant* adalah batubara *before washing*, *after washing*, dan *AB-Rejected*. Batubara AB-R merupakan batubara yang sudah tidak dapat dimanfaatkan karena batubara tersebut memiliki bongkahan yang besar dan terkontaminasi oleh banyak pengotor sehingga tidak dapat dimanfaatkan. Tempat pengolahan batubara pada CPP dapat dilihat pada Gambar 2.9.



Gambar 2.9.
Tempat Pengolahan Batubara Pada CPP

BAB III

DASAR TEORI

3.1. Studi Parameter Geoteknik

Parameter geoteknik adalah hal yang paling krusial dalam sebuah permodelan geoteknik. Model geologi yang digunakan selain harus representatif, pemilihan parameter geoteknik yang tepat akan memberikan tingkat kepercayaan yang tinggi terhadap hasil analisis suatu model geoteknik. Studi parameter geoteknik meliputi pengeboran geoteknik, pengujian lapangan SPT, dan pengolahan sampel dengan pengujian laboratorium mekanika tanah dan batuan, serta klasifikasi karakteristik batuan.

3.1.1. Pengeboran Geoteknik

Pengeboran geoteknik bertujuan mengidentifikasi kondisi bawah permukaan untuk mengetahui stratigrafi lapisan geologis, mengidentifikasi jenis material dan mendapatkan parameter sifat fisik dan mekanik baik batuan maupun tanah yang akan dipergunakan sebagai dasar melakukan analisis teknik. Secara umum, pemboran geoteknik dapat dikelompokkan menjadi dua tipe pengeboran, yaitu :

1. Pengeboran *Open Hole*

Pengeboran *Open Hole* merupakan pemboran yang hanya mengambil sampel batubara atau bijih untuk mengetahui kualitasnya dengan mengabaikan batuan lainnya.

2. Pengeboran *Coring*

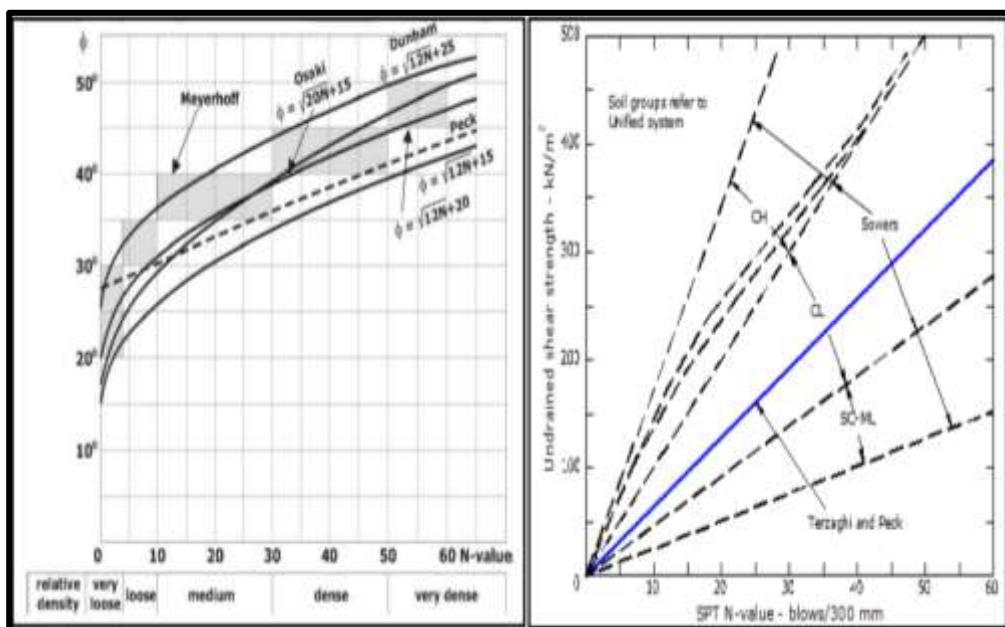
Pengeboran *Coring* dimaksudkan untuk mengetahui seberapa kuat atau ketahanan material pada area yang dilakukan pengeboran. Pengeboran umumnya dilakukan hingga mencapai kedalaman maksimal sebesar 100 m dan sampel yang diambil nantinya akan dilakukan pengujian mengenai parameter sifat fisik dan mekanik di laboratorium

Pengeboran geoteknik terdiri atas pengeboran tanah, pengujian SPT (*Standart Penetration Test*), identifikasi jenis tanah dan uji laboratorium.

3.1.2. Pengujian SPT (*Standart Penetration Test*)

SPT (*Standart Penetration Test*) merupakan metode pengujian utama dalam pengeboran geoteknik. Pengujian SPT dilaksanakan bersamaan dengan pengeboran, baik untuk mengetahui sifat perlawanan dinamik tanah maupun melakukan pengambilan sampel UDS (*Undisturb Sample*) dengan teknik penumbukan. Uji *standart penetration test* (SPT) digunakan untuk menentukan informasi kondisi lapisan bawah tanah untuk mendapatkan daya dukung. Jumlah pukulan untuk tahan penetrasi 12 inci dari tanah, umumnya disebut sebagai nilai "N" dan diukur dalam pukulan atau penetrasi unit. Jumlah pukulan yang diperlukan untuk dua interval terakhir ditambahkan untuk memberikan angka penetrasi standar pada kedalaman itu.

Pada kasus material *waste dump* atau material timbunan karena keterbatasan pengambilan sampel geoteknik akibat kondisi material timbunan yang terberaikan, maka korelasi empiris menggunakan nilai SPT dirasa paling tepat untuk menggambarkan kondisi kekuatan tanah. Korelasi empiris yang dapat digunakan dalam penentuan nilai kuat geser tanah dan kohesi dapat dilihat pada Gambar 3.1.



Gambar 3.1.
Korelasi Nilai SPT-N Dengan Sudut Gesek Dalam dan Kuat Geser Tanah
(Terzaghi & Peck, 1987)

3.1.3. Uji Laboratorium

Hasil pengeboran *full coring* akan didapatkan sampel batuan dan tanah. Kemudian, sampel tersebut dilakukan pengujian di laboratorium untuk mendapatkan parameter sifat fisik dan mekanik baik tanah maupun batuan. Pengujian sifat fisik merupakan pengujian yang tidak merusak sampel dan hasil yang didapatkan dapat berupa kadar air, berat jenis, dan bobot isi. Pengujian sifat mekanik merupakan pengujian yang merusak sampel karena adanya proses pemberian beban dan hasil yang didapatkan dapat berupa nilai kuat tekan uniaksial, kohesi, dan kekuatan geser tanah. Dari hasil hasil uji laboratorium dapat digunakan sebagai parameter masukan dalam analisis faktor keamanan.

3.1.4. Klasifikasi Massa Batuan

Klasifikasi massa batuan adalah sistem klasifikasi untuk mendapatkan informasi mengenai kualitas masa batuan pada kegiatan desain awal. Klasifikasi massa batuan dapat digunakan untuk memperkirakan komposisi dan massa batuan, perkiraan kekuatan, dan sifat deformasi massa batuan. Kemudian, dapat digunakan untuk mengidentifikasi parameter yang paling mempengaruhi perilaku massa batuan, untuk membagi massa batuan kepada kelompok grup yang berperilaku sama yaitu kelas massa batuan dengan kualitas berbeda dan untuk melengkapi dasar pengertian karakteristik masing-masing kelas. Sistem klasifikasi massa batuan diantaranya terdiri dari sistem klasifikasi RQD (*Rock Quality Designation*), RMR (*Rock Mass Rating*), dan GSI (*Geological Strength Index*).

1. RMR (*Rock Mass Rating*)

Sistem klasifikasi RMR merupakan sistem pengelompokan kualitas massa batuan dengan cara memberi bobot atau rating pada parameter-parameter dasar batuan yang diamati. Sistem klasifikasi RMR dikembangkan sekitar tahun 1972-1973 oleh Bieniawski. Pengamatan dengan metode RMR dapat dilakukan secara langsung pada kondisi permukaan batuan atau lereng dan pada data inti bor yang berasal dari pengeboran geoteknik. Terkait acuan dalam memberi rating pada parameter dasar batuan yang diamati menurut Bineawski (1989) dapat dilihat pada Tabel 3.1.

Tabel 3.1.
Tabel Rock Mass Rating (Bieniawski, 1989)

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS							
Parameters		Range values					
1	Strength of intact rock material	Point load strength index	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	
	Rating	15	12	7	4	2 1 0	
2	Drill core quality RQD	90%-100%	90%-80%	80%-70%	70%-60%	60%-50%	
	Rating	20	17	13	8	3	
3	Spacing of discontinuities	>2m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm	
	rating	20	15	10	8	5	
4	Condition of discontinuities (See E)	Very rough surfaces Not continuous Not separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Slightly weathered wall	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or gauge <5 mm Thick or separation 1-5 mm continuous	Soft gauge >5 mm thick or separation > 5mm continuous	
	Rating	30	25	20	10	0	
5	Groundwater	Inflow per 10 m Tunnel length (l/m)	None	<10	10-25	25-125	
		(Joint water press) / (major principal)	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping Flowing	
Rating		15	10	7	5	0	
B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)							
Strike and Dip Orientations		Very favourable	favourable	fair	unfavourable	Very unfavourable	
Ratings	Tunnel & mines	0	-2	-5	-10	-12	
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25	
	slopes	0	-5	-25	-50		
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS							
Rating		81-100	61-80	41-60	21-40	<21	
Class number		I	II	III	IV	V	
D. MEANING OF ROCK CLASSES		Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock	
Class number		I	II	III	IV	V	
Average stand-up time		20 yrs for 15 m span	1 yrs for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs 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 (persistence)		<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20m	
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	
E. GUIDELINES FOR CLASSIFICATION OF DISCONTINUITY CONDITIONS *							
Rating		6	4	2	2	0	
Weathering		unweathered	Slightly weathered	Moderately weathered	Highly weathered	Decomposed	
Rating		6	5	3	1	0	

Lanjutan Tabel 3.1

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	

Dalam pengamatan dengan menggunakan metode RMR terdapat 5 (lima) parameter utama yang harus dikumpulkan untuk melakukan klasifikasi RMR (Bieniawski, 1989), yaitu :

1.a. RQD (*Rock Quality Designation*)

Metode perhitungan nilai RQD salah satunya dapat dihitung dari persentase bor inti yang diperoleh dengan panjang minimum 10 cm dan jumlah potongan inti bor tersebut biasanya diukur pada inti bor sepanjang 2 m. Akan tetapi, apabila data yang didapat dari pengeboran kurang maka cara lain untuk melakukan perhitungan nilai RQD adalah dengan melakukan perhitungan jarak spasi kekar (Laubscher,1977). Berikut merupakan rumus dan tabel hubungan antara nilai RQD dan kualitas batuan menurut Deere (1968). Hubungan antara RQD dan kualitas batuan dapat dilihat pada Tabel 3.2.

$$RQD = \frac{\text{Panjang Core} > 10 \text{ cm}}{\text{Panjang total core (Lubang bor)}} \times 100\% \dots \quad (3.1)$$

Tabel 3.2.
Hubungan antara RQD dan Kualitas Batuan (Deere, 1968)

RQD(%)	<i>Rock Quality</i>
<25	<i>Very poor</i>
25-50	<i>Poor</i>
50-75	<i>Fair</i>
75-90	<i>Good</i>
90-100	<i>Excellent</i>

1.b. Kekuatan Batuan Utuh (*strength of intact Rock*)

Data mengenai kuat tekan dapat didapatkan melalui pengujian di laboratorium dan melalui penyelidikan atau pengamatan secara langsung di lapangan. Kekuatan

batuan di lapangan diperkirakan dengan penentuan “*index strength*”, yaitu dengan menggunakan pisau lipat atau palu geologi pada batuan, mengacu pada standar ISRM 1981 (Tabel 3.3.). Data ini dapat diperoleh dari inti bor maupun dari pemetaan permukaan.

Tabel 3.3.
Estimasi Kuat Tekan Batuan Pada Kondisi Lapangan (ISRM 1981)

<i>Grade</i>	<i>Description</i>	<i>Field Investigation</i>	<i>Approx. UCS (MPa)</i>
R0	<i>Extremly Weak Rock</i>	<i>Indented by thumbnail</i>	0.25 - 1
R1	<i>Very Weak Rock</i>	<i>Material can be shaped with a pocket knife or can be peeled by a pocket knife. Crumbles under firm blows orf pick (or point) of geological hammer.</i>	1 - 5
R2	<i>Weak Rock</i>	<i>Knife cuts material but too hard to shape into triaxial specimen or material can be peeled by a pocket knife with difficulty. Shallow indentations (< 5 mm) made by firm blow with pick (or point) of geological hammer.</i>	5 - 25
R3	<i>Medium Strong Rock</i>	<i>Cannot be scraped or peeled with a pocket knife. Hand held specimens can be fractured with single firm blow of geological hammer.</i>	25 - 50
R4	<i>Strong Rock</i>	<i>Hand held specimens requires more than one blow of geological hammer to fracture it.</i>	50 - 100
R5	<i>Very Strong Rock</i>	<i>Specimen requires many blows of geological hammer to break intack rock specimens (or to fracture it)</i>	100 - 250
R6	<i>Extremly Strong Rock</i>	<i>Specimen can only be chipped under repeated hammer blows, rings when hit.</i>	>250

1.c. Jarak Diskontinuitas atau jarak spasi kekar

Dari data inti bor jarak spasi kekar ditentukan dengan cara menghitung banyaknya retakan (*fracture*) dalam satu *run* pengeboran yaitu dengan cara

panjang run dibagi banyaknya retakan. Namun, dari pemetaan permukaan, penentuan jarak spasi kekar dapat dilakukan dengan membagi panjang bidang permukaan yang diamati dengan banyaknya kekar pada bidang permukaan tersebut. Nilai klasifikasi spasi kekar menurut Attewell (1993) terdapat pada Tabel 3.4.

Tabel 3.4.
Klasifikasi Spasi Kekar (Attewell, 1993)

Deskripsi	Struktur bidang diskontinuitas	Spasi kekar (mm)
Spasi sangat lebar	Perlapisan sangat tebal	>2000
Spasi lebar	Perlapisan tebal	600-2000
Spasi cukup lebar	Perlapisan sedang	200-600
Spasi rapat	Perlapisan tipis	60-200
Spasi cukup rapat	Perlapisan sangat tipis	20-60
	Laminasi tebal (batuan sedimen)	6-20
	Laminasi sempit (batuan metamorf dan batuan beku)	6-20
Spasi sangat rapat	Berlapis, memiliki belahan (<i>cleavage</i>), struktur perlapisan seperti aliran/ <i>flow</i> (<i>flow-banded</i>), metamorfik, dll	6-20
Spasi sangat rapat sekali (ekstrem)	Perlapisan tipis (batuan sedimen)	<20
	Sangat berfoliasi, memiliki belahan (<i>cleavage</i>), struktur perlapisan seperti aliran/ <i>flow</i> (<i>flow-banded</i>), metamorfik dan batuan beku, dll	<6

1.d. Kondisi Diskontinuitas

Terdapat lima parameter kondisi diskontinuitas yang diamati yaitu kemenerusan kekar, lebar rekahan, kekasaran bidang, kekerasan dan lebar material isian, dan kondisi pelapukan bidang. Dari kelima parameter kondisi diskontinuitas yang dapat diidentifikasi dari data lubang bor adalah kekasaran, lebar material isian, dan kondisi pelapukan. Kemenerusan dan lebar rekahan kekar

tidak dapat diukur secara meyakinkan dari inti bor dikarenakan dapat berubah ketika proses pengeboran.

Kondisi diskontinuitas terdiri dari:

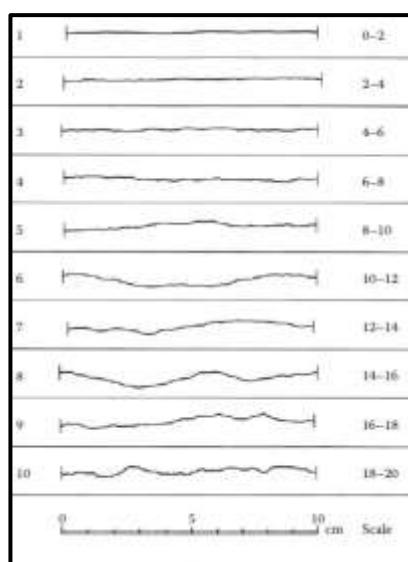
- Persistensi kekar, didefinisikan sebagai panjang dari diskontinuitas pada massa batuan. Klasifikasi persistensi dapat dilihat pada Tabel 3.5.

Tabel 3.5.
Klasifikasi Persistensi (ISRM, 1981)

Deskripsi	Panjang Kekar (m)
Persistensi Sangat Rendah	<1
Persistensi Rendah	1 - 3
Persistensi Menengah	3 - 10
Persistensi Tinggi	10 - 20
Persistensi Sangat Tinggi	>20

- Kekasaran (*Joint Roughness*)

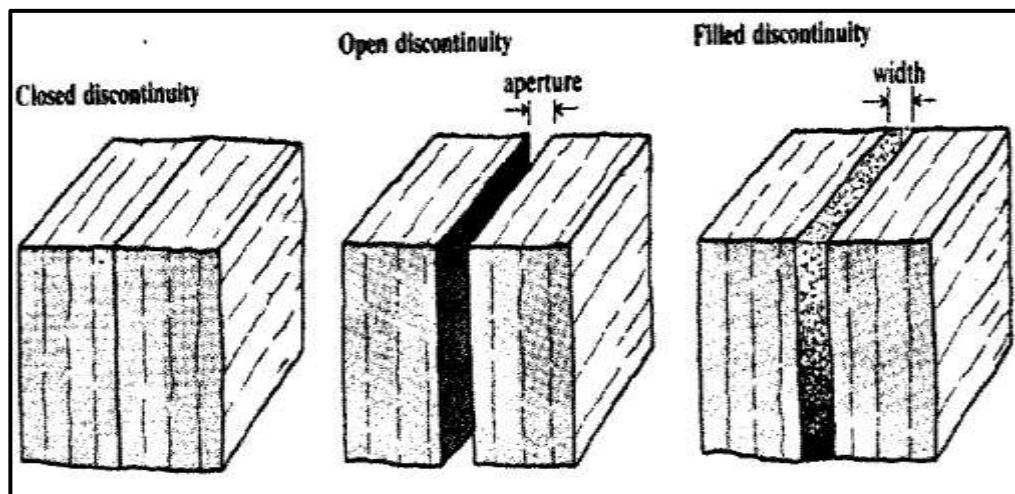
Kekasaran didefinisikan sebagai tingkat kekasaran dipermukaan bidang kekar yang berfungsi sebagai pengunci antar blok atau mencegah pergeseran sepanjang permukaan kekar. Kekasaran dapat dilihat dan diamati langsung dilapangan dengan cara mencocokkan kekasaran di lapangan dengan profil kekasaran yang terdapat pada Gambar 3.2.



Gambar 3.2.
Kondisi Kekasaran Kekar – *Joint Roughness Coefficient JRC* (Barton & Choubey, 1977)

c. *Aperture* atau pemisahan bukaan

Didefinisikan sebagai lebar celah pada permukaan ketidakmenerusan mengendalikan permukaan bidang kekar yang berhadapan agar saling mengunci (Gambar 3.3)



Gambar 3.3.

Kondisi Bukaan *Aperture* kekar (ISRM, 1981)

Ukuran bukaan terdapat berbagai variasi. Menurut Barton & Choubey, 1977

Aperture diklasifikasikan menjadi 8 ukuran bukaan (Tabel 3.6).

Tabel 3.6

Klasifikasi Deskripsi Kondisi Bukaan Kekar (Barton & Choubey, 1977)

Aperture (mm)	Deskripsi	Deskripsi Umum
< 0,1	Sangat Terkunci Rapat	Rekahan Tertutup
0,1 – 0,25	Terkunci Rapat	
0,25 – 0,5	Sebagian Terbuka	
0,5 – 2,5	Terbuka	Rekahan Celah
2,5 – 10	Terbuka Lebar	
10 – 100	Terbuka Sangat Lebar	Rekahan Terbuka
100 – 1000	Sangat Lebar Sekali	
> 1000	Celah Lebar	

d. Isian (*gouge*)

Bidang diskontinu dapat memiliki celah yang membuat celah tersebut terisi oleh suatu material lain sehingga material pengisi didefinisikan sebagai isian celah antar permukaan bidang kekar yang umumnya terdiri dari pasir, kalsit, lempung, lanau, breksi, kuarsa, dan *pyrite*. Material pengisi tersebut dapat mempengaruhi kekuatan geser bidang tersebut.

e. Pelapukan dinding batuan permukaan diskontinuitas

Pelapukan pada permukaan diskontinuitas diklasifikasikan menjadi 5 kelas oleh ISRM,1981 (Tabel 3.7)

Tabel 3.7.
Klasifikasi Pelapukan Dinding Batuan Diskontinuitas (ISRM,1981)

Klasifikasi Pelapukan	Keterangan
Tidak lapuk/segar	Tidak terlihat tanda-tanda pelapukan, batuan segar, kristalnya terang.
Pelapukan ringan	Diskontinuitas ternoda dan dapat terisi oleh isian tipis dari hasil alterasi material. Lunturan tadi dapat meluas sampai ke dalam permukaan batuan dengan jarak sampai 20% persen dari pada spasi diskontinuitas.
Pelapukan sedang	Lunturan meluas dari bidang diskontinu lebih besar dari 20% dari pada spasi diskontinuitas. Diskontinuitas dapat terisi oleh hasil material. Mungkin dapat ditemukan batas butiran yang terbuka.
Pelapukan tinggi	Lunturan meluas melalui batuan dan terdapat bagian material batuan yang gembur. Tekstur asli batuan tetap terjaga, tetapi didapatkan pemisahan butiran.
Sangat lapuk	Batuan terdekomposisi seluruhnya dan dalam kondisi gembur. Kenampakan luar adalah tanah.

1.e. Kondisi Air Tanah

Suatu struktur akan dapat stabil apabila dalam keadaan kering, namun bisa jadi tidak stabil apabila adanya kandungan air yang meningkat. Air dapat membuat batuan yang dilaluinya menjadi lemah atau menurunkan nilai kekuatan batuan. Sehingga air tanah ini perlu diperhitungkan dalam melakukan perancangan. Pada perhitungan RMR, parameter air tidak dapat diperoleh di lubang bor, dikarenakan untuk sistem ini yang diperlukan adalah kondisi air di lereng tambang, dengan kategori *compeletely dry* (kering), *damp* (lembab), *wet* (basah), *dripping* (menetes), dan *flowing* (mengalir). Walaupun demikian perlu mengambil data level air tanah untuk digunakan dalam memperkirakan garis level muka air tanah ketika melakukan pemodelan stabilitas lereng.

1.f. Orientasi Bidang Diskontinuitas

Orientasi bidang diskontinuitas digambarkan oleh jurus dan kemiringan. Jurus dicatat dengan mengacu pada kutub utara magnet bumi, sedangkan kemiringan adalah sudut yang dibentuk antara bidang horizontal dengan bidang kekar searah dengan bidang kemiringan.

Selanjutnya, setelah didapatkan 6 parameter yang mana masing-masing dari 5 parameter utama dilakukan pembobotan, kemudian dilakukan koreksi dengan menggunakan parameter pengontrol yaitu koreksi orientasi kekar dan didapat jumlah akhir pembobotan sehingga batuan tersebut akan diketahui klasifikasinya.

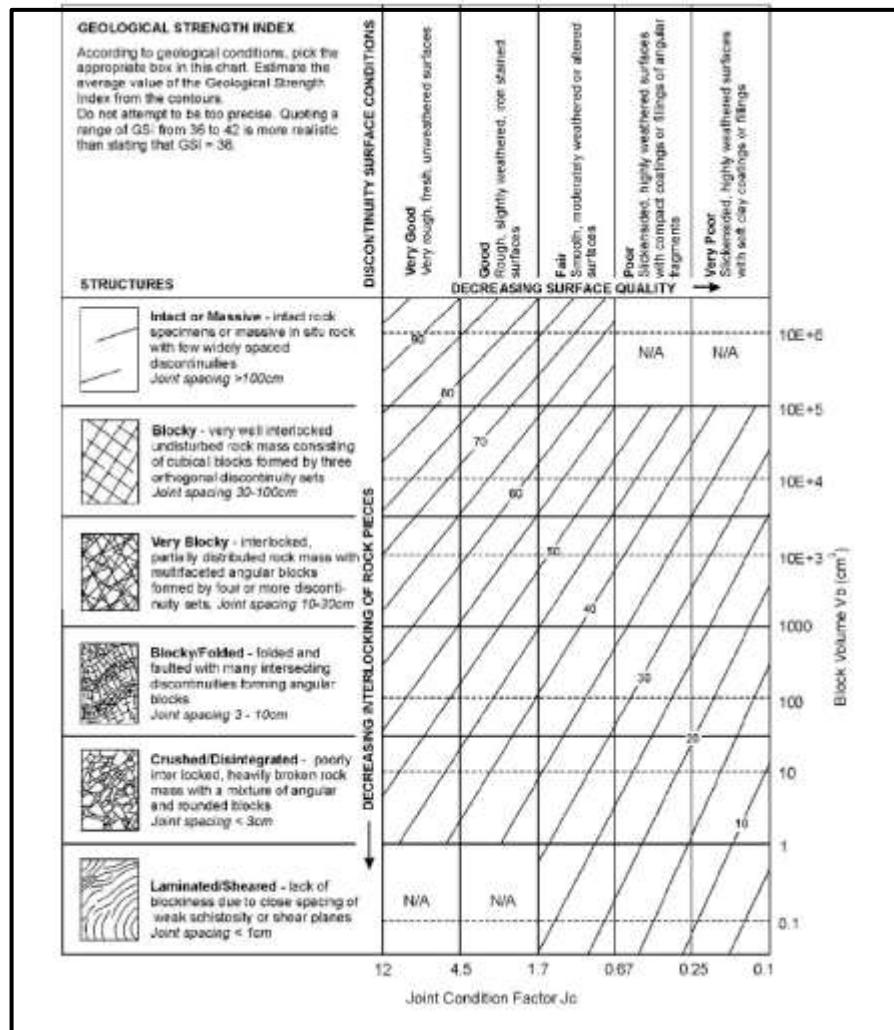
2. GSI (*Geological Strength Index*)

Pada tahun 1977 Hoek dan Brown memperkenalkan *Geological Strength Index* (GSI). GSI merupakan sebuah nilai yang menjadi salah satu parameter dalam melakukan analisis kriteria keruntuhan batuan dengan Hoek and Brown. GSI adalah cara untuk mengklasifikasikan massa batuan yang sederhana. Klasifikasi ini dapat dilakukan pada batuan yang lemah maupun batuan yang kuat. Klasifikasi GSI dapat ditentukan berdasarkan estimasi nilai RMR dengan rumus (3.4) baik pada pengamatan pada inti bor maupun pengamatan secara langsung di permukaan batuan. Selanjutnya, klasifikasi massa batuan GSI juga dapat dilakukan dengan pengamatan secara visual geologi di lapangan sehingga

dibutuhkan pengalaman dari pengamat itu sendiri. Ketelitian dalam melakukan sistem klasifikasi juga harus diperhatikan dengan teliti agar data yang diperoleh dapat mempresentasikan keakuaratan keadaan massa batuan di lapangan tersebut. Pengamatan GSI berdasarkan kondisi geologi di lapangan terdapat pada Tabel 3.8. Nilai dari GSI dapat diestimasi dari nilai RMR dengan estimasi sebagai berikut :

Korelasi antara GSI dan RMR dengan menggunakan persamaan diatas dinilai dapat menginterpretasikan karakteristik batuan sedimen pada tambang batubara khususnya di Indonesia.

Tabel 3.8.
Estimasi Nilai GSI Berdasarkan Kondisi Geologi Lapangan (Marinos & Hoek dalam Singh & Goel, 2011)



3.2. Kriteria Keruntuhan *Generalized* Hoek Brown dan Mohr Coulomb

Kriteria keruntuhan (*failure*) merupakan parameter pada saat suatu material mengalami keruntuhan atau telah berubah bentuk karena telah melampaui batas kekuatan yang dimiliki oleh suatu material tersebut. Ekspresi dari kriteria ini mengandung satu atau lebih parameter sifat mekanik dari batuan dan menjadi sederhana jika dihitung dalam 2 dimensi dengan asumsi regangan bidang atau tegangan bidang. Kriteria keruntuhan dapat didasarkan baik secara teoritis maupun empiris dari kurva hubungan antara tegangan dan regangan yang menunjukkan telah terjadinya pola keruntuhan. Kemudian, terdapat beberapa kriteria keruntuhan seperti Mohr-Coulomb dan Hoek-Brown (1980).

1. Kriteria Keruntuhan Mohr-Coloumb

Kriteria keruntuhan Mohr-Coulomb sangat sederhana dan sangat praktis pada penerapannya yaitu dengan hanya mengetahui kohesi dan sudut gesek dalam maka kriteria runtuh sudah dapat diperoleh. Kriteria ini sering digunakan untuk memecahkan permasalahan mekanika tanah, karena pada umumnya tanah memiliki selubung kuat dengan kuat Tarik = nol. Dalam hal mendapatkan kohesi dan sudut gesek dalam juga dapat dilakukan dengan cara membuat garis regresi linier dari titik –titik tegangan normal (σ_n) dan tegangan geser (τ) hasil uji geser langsung laboratorium. Sudut gesek dalam ditentukan dari sudut yang dibentuk oleh garis regresi dengan garis horisontal, dan kohesi dari titik perpotongan garis regresi pada garis koordinat tegangan geser (τ) pada grafik sebagai garis lurus dan persamaannya dinyatakan sebagai kriteria koordinat $\sigma_n - \tau$.

Menurut Rai, dkk. (2013), untuk mempermudah perhitungan didalam kriteria runtuh Mohr-Coulomb maka selubung Mohr dan runtuh Mohr-Coulomb didefinisikan pada Gambar 3.4.

$$\tau = c + \sigma n \tan \phi \dots \quad (3.5)$$

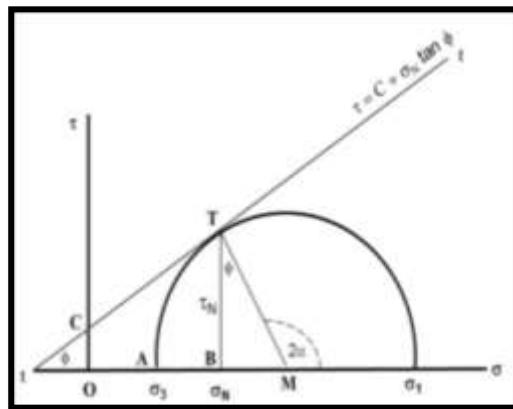
Keterangan:

τ = Kuat Geser (kg/cm^2)

c = Kohesi (kg/cm²)

σ_n = Tegangan Normal (kg/cm^2)

ϕ = Sudut Gesek Dalam (0)



Gambar 3.4.
Kriteria Mohr-Coulomb (Rai, dkk., 2013)

2. Kriteria Keruntuhan *Generalized Hoek-Brown* (1980)

Kriteria keruntuhan Hoek dan Brown (1980) merupakan salah satu kriteria keruntuhan empirik runtuhan batuan. Kriteria keruntuhan empirik adalah suatu persamaan yang cocok secara statistik terhadap suatu kumpulan data yang diperoleh dari hasil eksperimentasi persamaan tersebut dapat memberikan prediksi yang cukup akurat suatu batuan dan dapat digunakan untuk kepentingan praktis (Astawa Rai, Kramadibrata, dan Wattimena, 2014). Pada awalnya Hoek & Brown (1980) mengusulkan sebuah metode untuk menduga kekuatan massa batuan terkekarkan. Metodenya kemudian dimodifikasi sampai pada akhirnya pengembangan metode tersebut menjadi kriteria keruntuhan *Generalized* Hoek-Brown. Kriteria *Generalized* Hoek-Brown merupakan kriteria kegagalan empiris yang menetapkan kekuatan batuan dengan tekanan mayor dan minor, serta memprediksi kekuatan batuan dari data kuat tekan uniaksial (UCS) dan data struktur kekar pada masa batuan dengan rumus :

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} (mb \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s)^a \dots \quad (3.6)$$

Keterangan,

σ_1' dan σ_3' = tegangan maksimum dan tegangan minimum saat batuan runtuh

mb = nilai konstanta Hoek & Brown untuk massa batuan

s dan a = konstanta yang tergantung pada karakteristik massa batuan

σ_{ci} = UCS batuan utuh (*intact rock*),

dengan nilai $s=1$ dan nilai $a=0,5$ untuk batuan utuh sehingga rumusnya menjadi

Pengembangan kriteria ini adalah menggunakan pendekatan klasifikasi massa batuan GSI oleh karena itu nilai dari mb , s , dan a dapat dicari dengan persamaan :

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3 D}\right) \dots \dots \dots \quad (3.9)$$

Nilai D adalah nilai faktor ketergangguan dapat dilihat pada Tabel 3.9.

Tabel 3.9.
Disturbance Factor (D) pada Dinding Lereng (Hoek,2007)

Penampilan Massa Batuan	Deskripsi Massa Batuan	Nilai D
	<p>Peledakan skala kecil dalam lereng teknik sipil menghasilkan kerusakan massa batuan sederhana, terutama jika peledakan terkontrol digunakan seperti yang ditunjukkan di sisi kiri foto. Namun, stress batuan menghasilkan beberapa gangguan</p>	<p>D = 0.7 Peledakan Bagus D = 0.1 Peledakan Buruk</p>
	<p>Lereng pada tambang terbuka sangat besar mengalami gangguan yang signifikan karena peledakan produksi berat dan juga karena menghilangkan stress dari pemindahan lapisan tanah penutup (<i>overburden removal</i>). Dalam beberapa batu lebih lunak, penggalian dapat dilakukan dengan cara ripping dan dozing serta tingkat kerusakan pada lereng rendah</p>	<p>D = 0.1 Peledakan Produksi D = 0.7 Penggalian Secara Mekanik</p>

Nilai m_i merupakan nilai konstanta untuk batuan utuh (Tabel 3.10.)

Input untuk menemukan parameter massa batuan dari kriteria keruntuhan adalah σ_{ci} , m_i , GSI, dan D. Selanjutnya parameter Hoek-Brown yang didapat adalah mb , s , dan a .

Tabel 3.10.
Nilai Konstanta m_i Batuan Utuh (Wyllie & Mah, 2004)

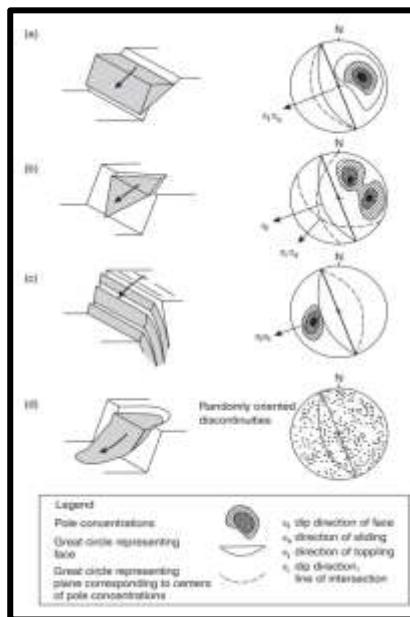
Rock type	Class	Group	Texture			
			Coarse	Medium	Fine	Very fine
Sedimentary	Clastic	Conglomerates ^a	Sandstones	Silstones	Claystone	
			17 ± 4	7 ± 2	4 ± 2	
		Breccias ^a		Greywackes	Shales	
	Non-clastic	Carbonates	Limestone	Marls	7 ± 2	
			12 ± 3	18 ± 3	6 ± 2	
					Marlites	
		Evaporites	Sparitic Limestone	Anhydrite	Dolomites	9 ± 3
			10 ± 2	12 ± 2		
		Organic	Gypsum		Chalk	7 ± 2
Metamorphic	Non-foliated	Marble	Hornfels	Quartzites		
			9 ± 3	19 ± 4	20 ± 3	
				Metasedimente		
	Slightly foliated	Migmatite	19 ± 3			
			29 ± 3	Amphibolites	Gneiss	
		Foliated ^b		26 ± 6	28 ± 5	
	Igneous	Plutonic	Schists	Phyllites	Slates	
			12 ± 3	7 ± 3	7 ± 4	
		Light	Marble	Diorite		
			32 ± 3	25 ± 5		
				Granodiorite		
		Dark	29 ± 3			
			Gabro	Dolerite		
			27 ± 3	16 ± 5		
	Hypabyssal	Norie	Norite			
			20 ± 5			
		Porphyries		Diabase	Peridotite	
			20 ± 5	15 ± 5	25 ± 5	
	Volcanic	Lava	Rhyolite	Dacite		
			25 ± 5	25 ± 3		
		Pyroclastic	Andesit	Basalt		
			25 ± 5	25 ± 5		
		Agglomerate	Breccia	Tuff		
			19 ± 3	13 ± 5		

^a Conglomerates and breccias may present a wide range of m_i values depending on the nature of the cementing material and the degree of cementation, so they may range from values similar to sandstone, to values used for fine grained sediments (even under 10)

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

3.3. Jenis Longsor

Tipe longsor penting untuk ditentukan sebelum melakukan desain lereng. Perbedaan jenis tipe longsor dapat berhubungan dengan perbedaan struktur geologi dan karakteristik dari kekuatan batuan atau tanah. Gambar 3.5 menunjukkan tipe longsor dan jenis *pole plots* dari kondisi geologi untuk menentukan jenis longsor. Selain data bidang diskontinuitas penentuan tipe longsor dapat dilakukan dengan pendekatan melalui karakteristik *intact rock* untuk jenis longsor tertentu.



Gambar 3.5.
Tipe longsor

Terdapat beberapa jenis longsor, diantaranya adalah sebagai berikut :

a. Longsor Bidang (*Planar Failure*)

Longsor bidang terjadi pada batuan yang memiliki bidang luncur bebas yang mengarah ke lereng dan bidang luncurnya terdapat pada bidang diskontinu seperti sesar, kekar, liniasi atau bidang perlapisan. Longsor jenis ini biasanya terjadi pada permukaan lereng yang cembung dengan kemiringan bidang kekar rata-rata hampir atau searah dengan kemiringan lereng.

b. Longsor Baji (*Wedge Failure*)

Longsor baji sering dijumpai pada batuan yang mempunyai perpotongan dua bidang diskontinuitas. Longsor baji terjadi pada batuan yang mempunyai lebih dari satu bidang lemah atau bidang diskontinu yang bebas, dengan sudut antara kedua bidang tersebut membentuk sudut yang lebih besar dari sudut geser dalamnya.

c. Longsor Guling (*Toppling Failure*)

Longsor guling terjadi pada lereng yang terjal pada batuan keras dengan bidang-bidang diskontinu hampir tegak atau tegak (curam), longsor ini dapat berbentuk blok atau bertingkat. Longsor guling akan terjadi pada suatu lereng batuan yang arah kemiringannya berlawanan dengan kemiringan bidang-bidang

lemahnya. Berdasarkan Goodman and Bray (1976) menjelaskan bahwa terdapat perbedaan dari jenis longsor guling yang dapat ditemukan di lapangan. Jenis longsor guling terdapat dua jenis yang membedakan dalam metode analisisnya, yaitu *block toppling* dan *flexural toppling*.

d. Longsor Busur (*Circular Failure*)

Longsor busur merupakan jenis longsor yang sering dijumpai terjadi di alam. Tipikal longsor busur dapat terjadi pada lereng dengan material berupa tanah, sedangkan pada batuan keras, jenis longsor ini hanya dapat terjadi jika batuan tersebut sudah lapuk dan mempunyai bidang-bidang diskontinu yang tersebar ataupun menerus sepanjang sebagian lereng sehingga menyebabkan longsor busur di permukaan. Kemudian, longsor busur dapat terjadi pada batuan dengan tipe *very weak rock* dan material *weak rock*. Ketentuan mengenai klasifikasi tipe kekuatan batuan dapat dilihat pada Tabel 3.3.

3.4. Muka Air Tanah

Pada suatu lereng apabila terdapat suatu kandungan air tanah sebagai moisture tanah dapat memberikan tambahan beban yang besar pada lereng. Kemudian, kondisi material yang jenuh dengan air tanah akan mengalami penurunan kekuatan geser akibat adanya tekanan air pori pada material lereng tersebut. Tekanan pori (u) merupakan tekanan fluida yang pengisi pori-pori di antara pori batuan (Veeken, 2007). Berdasarkan persamaan tekanan air pori, tegangan total dapat berkurang dengan meningkatnya tekanan air pori yang menghasilkan nilai tegangan efektif pada tanah (Craig, 1989).

Pada pemodelan Slide, nilai dari *water surface* hanya dapat diinput menggunakan satu parameter pada dua pilihan, yaitu H_u dan R_u . Parameter pertama yaitu Rasio tekanan air pori (R_u) adalah perbandingan antara tekanan pori dan tekanan overburden, atau antara gaya ke atas diakibatkan oleh tekanan air dan gaya ke bawah diakibatkan oleh beban atau tekanan overburden di tengah irisan. Berdasarkan hukum Archimedes, gaya ke atas nilainya sama dengan berat air, atau volume massa material gelincir di bawah air dikalikan dengan bobot isi air. Gaya ke bawah nilainya sama dengan berat massa material gelincir. Nilai R_u

dapat diinputkan dengan kondisi tidak diketahui muka air tanah, tetapi mengetahui jumlah fluida dalam pori sehingga Slide akan memodelkan sendiri MAT di lokasi pemodelan. Parameter kedua yaitu Hu, parameter tersebut dilakukan dengan melakukan input muka air tanah (MAT). Rentang nilai Hu dan Ru adalah 0-1. Semakin besar nilai Hu atau Ru, maka semakin menunjukkan tingkat kejemuhan dari material tersebut. Kemudian, terdapat input lain untuk menentukan rasio tekanan air pori dengan pendekatan dengan satuan B-bar yang memiliki hubungan dengan kejemuhan material.

3.5. Beban Dinamis Faktor Kegempaan pada Analisis Kestabilan Lereng

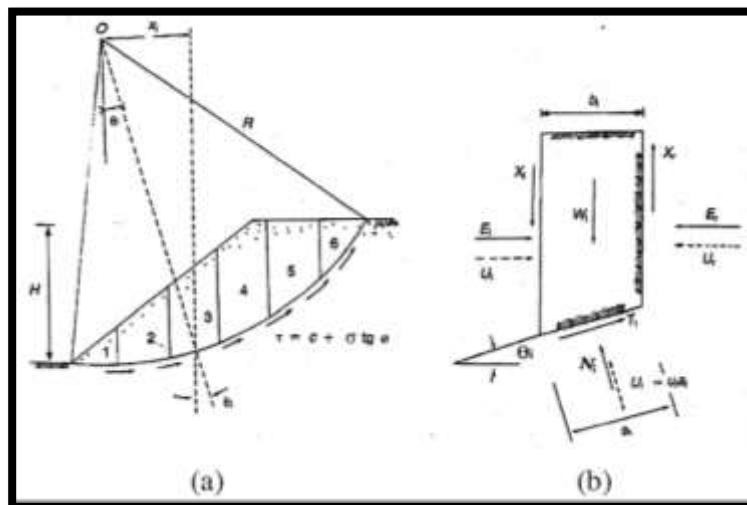
Analisis *pseudo-static* itu sendiri merupakan cara untuk menghitung pengaruh seismik terhadap stabilitas. Analisis *pseudo-static* dilakukan dengan mempertimbangkan aspek getaran, misalnya gempa bumi. Pada metode irisan, gaya vertikal dan horizontal yang terjadi akibat faktor kegempaan akan dipusatkan di tengah pada masing-masing irisan (Krahn, 2012). Gaya vertikal dapat bernilai positif dan negatif. Nilai positif berlaku apabila arah gaya adalah searah dengan gaya gravitasi. Gaya vertikal hanya memiliki pengaruh yang rendah terhadap kestabilan lereng. Gaya inersia secara vertikal alter dapat meningkatkan berat irisan, meningkatkan base normal, dan tahanan geser dasar. Namun, penambahan gaya geser yang bergerak cenderung diimbangi dengan peningkatan kuat geser sehingga hanya berlaku untuk material yang memiliki komponen gaya tekan dan tidak berlaku pada material kohesif (Kharn, 2012). Arah pergerakan gaya horizontal adalah keluar dari muka lereng.

Gaya horizontal tersebut dapat disamakan dengan getaran dinamik yang diakibatkan oleh gempa. Pada waktu terjadi gempa bumi dua buah gelombang merambat naik dari permukaan batuan ke permukaan tanah. Sebelum mencapai permukaan tanah, rambatan gelombang melewati berbagai lapisan, sehingga menimbulkan perubahan pada sistem tegangan semula dan mengurangi kepadatan dari material tersebut. Pada waktu terjadi gempa bumi, maka gaya-gaya inersia yang bekerja pada setiap elemen timbunan harus ditambahkan, setelah terjadi aliran tetap dan penurunan secara tiba-tiba sehingga faktor keamanan menurun.

Maka dari itu diperlukan parameter masukan faktor kegempaan pada saat analisis stabilitas.

3.6. Metode Kesetimbangan Batas

Metode kesetimbangan batas merupakan metode yang populer dan rutin dipakai dalam analisis kestabilan lereng untuk longsor tipe bidang gelincir translasional dan rotasional. Metode ini relatif sederhana mudah diaplikasikan serta telah terbukti keandalannya dalam praktek rekayasa selama bertahun-tahun (Saifuddin,2008). Metode kesetimbangan batas merupakan metode kesetimbangan antara gaya yang menahan longsor terhadap gaya yang menyebabkan longsor. Metode kesetimbangan batas untuk kestabilan lereng dilakukan dengan membagi massa bidang longsor menjadi irisan-irisan kecil (Gambar 3.5). Gaya gesek yang bekerja pada irisan diasumsikan mewakili seluruh bagian yang sama dari kuat gesek batuan atau tanah gaya gesek ini bekerja. Gaya normal yang bekerja pada suatu titik di lingkaran bidang longsor dipengaruhi oleh berat tanah atau batuan di atas titik tersebut. Penentuan angka keamanan lereng membutuhkan paling sedikit satu asumsi yang berkenaan dengan gaya-gaya antar irisan (*interslice force*).



Gambar 3.5.
Gaya-gaya yang bekerja pada irisan (Fellenius, 1939)

X_l, X_r = Gaya geser efektif disepanjang sisi irisan.

E_l, E_r = Gaya normal efektif disepanjang sisi irisan.

T_i = Resultan gaya geser efektif yang bekerja sepanjang dasar irisan.

N_i = Resultan gaya normal efektif yang bekerja sepanjang dasar Irisan.

U_l , U_r = Tekanan air pori yang bekerja dikedua sisi irisan.

U_i = Tekanan air pori di dasar irisan.

Dalam metode kesetimbangan batas (*Limit Equilibrium*), perhitungan analisis kestabilan lereng hanya menggunakan kondisi kesetimbangan statik dan mengabaikan adanya hubungan tegangan-regangan pada lereng. Geometri bidang gelincir harus diketahui dan ditentukan terlebih dahulu. Hasil analisis akan dinyatakan dalam bentuk indeks faktor keamanan. Faktor keamanan dihitung menggunakan kesetimbangan gaya. Kesetimbangan momen, atau menggunakan kedua kesetimbangan tersebut (Arif, 2016).

Pada lereng tanah atau lereng batuan lemah, longsor yang terjadi umumnya karena gaya penahan di sepanjang bidang runtuhan tidak mampu menahan gaya geser yang bekerja. Pada umumnya bidang gelincir berbentuk busur lingkaran atau bidang lengkung. Secara umum analisis ini dapat dilakukan menggunakan dua metode, yaitu metode massa dan metode irisan.

Menurut Arif (2016), metode massa didasarkan pada pendekatan bahwa massa yang ada di atas bidang gelincir dianggap sebagai sebuah benda kaku dan parameter kekuatan geser hanya berupa kohesi. Metode ini cocok digunakan pada lereng lempung.

Metode irisan dicirikan oleh geometri bidang gelincir yang harus ditentukan terlebih dahulu. Bidang gelincir dianggap sebuah busur lingkaran, gabungan busur lingkaran dengan garis lurus, atau gabungan dari beberapa garis lurus. Setelah bidang gelincir ditentukan, massa di atas bidang runtuhan dibagi menjadi sejumlah irisan tertentu. Tujuannya untuk mempertimbangkan adanya variasi kekuatan geser dan tekanan air pori sepanjang bidang gelincir. Kemudian, faktor keamanan dihasilkan berdasarkan perhitungan data pada setiap irisan (Arif, 2016). Berdasarkan kondisi kesetimbangan yang dipenuhi, metode irisan dapat dikelompokkan menjadi dua kategori, yaitu metode yang tidak memenuhi kedua kesetimbangan gaya dan momen, dan metode yang memenuhi kesetimbangan gaya dan momen.

Berdasarkan kondisi kesetimbangan yang dapat dipenuhi, metode irisan terbagi menjadi beberapa variasi metode yang disebabkan oleh perbedaan

asumsi yang digunakan dan kondisi kesetimbangan yang dapat dipenuhi. Asumsi dan kondisi kesetimbangan dalam beberapa metode irisan ini dapat dilihat pada Tabel (3.11 dan 3.12).

Tabel 3.11.
Asumsi-asumsi yang digunakan oleh Beberapa Metode Irisan

Metode	Asumsi
Irisan Biasa (<i>Fellenius</i>)	Resultan gaya antar-irisan sama dengan nol dan bekerja sejajar dengan permukaan bidang
Bishop Yang Disederhanakan	Gaya geser antar-irisan sama dengan nol ($X=0$)
Janbu Yang Disederhanakan	Gaya geser antar-irisan sama dengan nol ($X=0$)
Janbu Yang Umum	Letak gaya antar-irisan didefinisikan oleh garis gaya antar-irisan yang di asumsikan
Lowe-Karafiath	Kemiringan dari resultan gaya geser dan normal antar-irisan sama dengan rata-rata dari kemiringan permukaan lereng dan kemiringan bidang runtuh
<i>Corps Of Engineers</i>	Kemiringan dari resultan gaya geser dan normal antar-irisan besarnya sama dengan :Kemiringan permukaan lereng; atau Kemiringan dari kaki bidang runtuh ke puncak bidang runtuh
Spencer	Kemiringan dari resultan gaya geser dan normal antar-irisan adalah sama untuk semua irisan
Morgenstern–Price	Kemiringan gaya geser antar-irisan besarnya sebanding dengan fungsi tertentu yang diasumsikan
Kesetimbangan Batas Umum	Sudut gaya antar-irisan besarnya sebanding dengan fungsi tertentu yang diasumsikan

Tabel 3.12.
Kondisi Kesetimbangan yang Dipenuhi

Metode	Kesetimbangan Gaya		Kesetimbangan Momen
	Vertikal	Horisontal	
Irisan Biasa (<i>Fellenius</i>)	Tidak	Tidak	Ya
Bishop's <i>Simplified</i>	Ya	Tidak	Ya
Janbu's <i>Simplified</i>	Ya	Ya	Tidak
Janbu <i>Corrected</i>	Ya	Ya	Tidak
Lowe-Karafiath	Ya	Ya	Tidak
Spencer	Ya	Ya	Ya
Morgenstern–Price	Ya	Ya	Ya
<i>Corps Engineers</i> -1	Ya	Ya	Tidak
<i>Corps Engineers</i> -2	Ya	Ya	Tidak

3.6.1. Metode *Ordinary Fellenius*

Pada metode ini semua gaya antar irisan diabaikan. Berat pada masing-masing irisan dibuat menjadi gaya-gaya yang paralel dan tegak lurus dengan dasar irisan. Gaya yang tegak lurus dengan dasar irisan adalah gaya normal alas irisan tersebut, yang mana digunakan untuk menghitung kekuatan geser yang tersedia. Berat irisan yang sejajar dengan dasar irisan adalah gaya pendorong. Rumus sederhana dari metode *ordinary fellenius* adalah sebagai berikut :

Keterangan :

c = Kohesi

β = Lebar dasar irisan

N = Gaya normal irisan ($\Sigma W \cos \alpha$)

ϕ = Sudut gesek dalam

W = Berat irisan

α = Sudut kemiringan irisan

3.6.2. Metode Bishop Simplified

Metode Bishop memperhitungkan gaya normal atau gaya penahan antar irisan tetapi tidak memperhitungkan gaya pendorong antar irisan. Bishop mengembangkan persamaan rumus untuk gaya normal dari penjumlahan gaya pada irisan dengan arah vertikal. Metode Bishop memenuhi keseimbangan momen, tetapi secara keseluruhan tidak memenuhi keseimbangan gaya horizontal. Hal tersebut menyebabkan gaya normal menjadi fungsi dari FK. Hal ini membuat persamaan FK nonlinier (FK muncul di kedua sisi persamaan) sehingga dibutuhkan suatu iterasi untuk menghitung nilai FK.

3.6.3. Metode Janbu Simplified

Metode Janbu *Simplified* hampir sama dengan metode Bishop *Simplified* tetapi metode Janbu *Simplified* memperhitungkan gaya dengan arah horizontal keseluruhan. Akan tetapi metode Janbu *Simplified* tidak memperhitungkan gaya penahanan atau gaya momen keseluruhan. Analisis dilakukan dengan mengabaikan

gaya momen maka nilai faktor keamanan yang dihasilkan dari metode Janbu *Simplified* akan lebih kecil dibandingkan dengan Nilai FK yang dihasilkan dari metode Bishop *Simplified*.

3.6.4. Metode Spencer

Pada tahun 1967 Spencer mengembangkan dua persamaan dari faktor keamanan. Persamaan yang pertama memperhatikan gaya momen dan persamaan yang kedua memperhatikan gaya pendorong. Metode Spencer menemukan hubungan konstan antara gaya geser antar irisan dan gaya normal. Kemudian, dengan langkah iterasi mengubah rasio antara gaya geser antar irisan dan gaya normal sampai kedua faktor keamanannya sama. Adanya rasio antara gaya geser dan gaya normal dengan kedua faktor keamanan yang sama membuktikan bahwa hal ini dapat memenuhi kesetimbangan momen dan gaya. Metode spencer mengasumsikan bahwa fungsi dari gaya antar irisan adalah konstan.

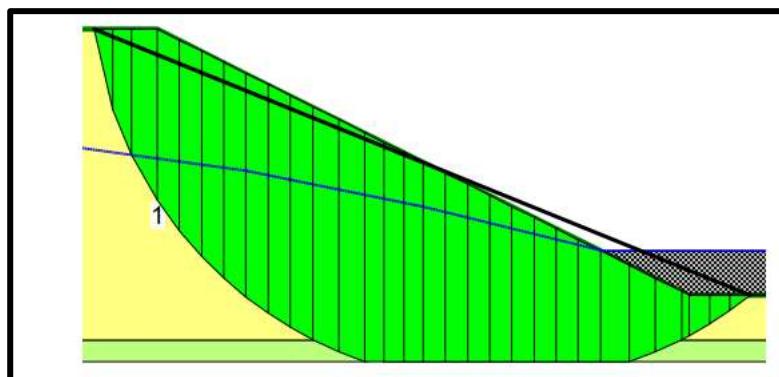
3.6.5. Metode Morgenstern-Price

Pada tahun 1965 Morgenstern *and* Price mengembangkan metode yang hampir sama dengan metode Spencer akan tetapi metode Morgenstern *and* Price dapat mengasumsikan fungsi dari gaya antar irisan. Metode Morgenstern *and* Price mempertimbangkan gaya geser dan gaya normal antar irisan. Selanjutnya, metode Morgenstern *and* Price memenuhi kesetimbangan momen dan gaya. Nilai faktor keamanan yang didapat lebih kecil dari nilai faktor keamanan yang didapat dari perhitungan dengan metode Bishop *Simplified*. Hal tersebut dikarenakan kurva pada kesetimbangan momen mengalami penurunan.

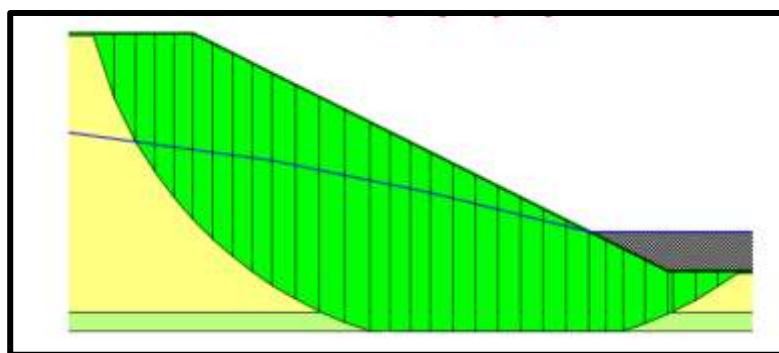
3.6.6. Metode *Corps of Engineers*

Metode *Corps of Engineers* mempunyai karakteristik fungsi gaya antar irisan yang spesifik dan metode *Corps of Engineers* memenuhi kesetimbangan gaya dorong akan tetapi tidak memenuhi kesetimbangan momen keseluruhan. Pada metode *Corps of Engineers* penggunaan fungsi dari gaya antar irisan berhubungan dengan kemiringan dan geometri permukaan bidang gelincir. Metode ini membuat dua asumsi yang berbeda mengenai gaya antar irisan.

Asumsi gaya antar irisan yang pertama adalah menggunakan garis kemiringan dari *crest ke toe* (permukaan bidang gelincir titik masuk dan keluar) (Gambar 3.6). Asumsi gaya antar irisan yang kedua adalah menggunakan kemiringan dari bawah permukaan di atas irisan. (Gambar 3.7).



Gambar 3.6.
Asumsi *Corps of Engineers #1*



Gambar 3.7.
Asumsi *Corps of Engineers #2*

3.6.7. Metode Lowe-Karafith

Metode Lowe-Karafith (L-K) pada dasarnya sama dengan metode Corp of Engineers tetapi pada metode L-K menggunakan variasi lain pada fungsi gaya antar irisan yang diasumsikan. Metode L-K mempertimbangkan kedua gaya geser dan gaya normal antar irisan. Metode L-K menggunakan rata-rata dari irisan atas (permukaan tanah) dan kemiringan dasar. Selanjutnya, metode L-K memenuhi kesetimbangan gaya tetapi tidak memenuhi gaya momen. Pada metode L-K penggunaan fungsi gaya antar irisan berhubungan pada permukaan tanah bagian atas dan sudut kemiringan bidang gelincir.

3.6.8. Metode Janbu *Corrected*

Metode Janbu Corrected sedikit berbeda dari semua metode kesetimbangan batas lainnya akan tetapi belum tentu metode ini lebih baik atau lebih buruk daripada metode lainnya, karena memiliki keterbatasan seperti semua metode lainnya. Faktor keamanan metode Janbu *Generalized* serupa dengan metode yang mempertimbangkan kesetimbangan gaya antar irisan, terutama jika tidak ada sudut yang curam di sepanjang permukaan bidang gelincir atau beban terkosentrasi tinggi yang menimbulkan tegangan.

3.7. Analisis Perhitungan Faktor Keamanan

Dalam penentuan angka keamanan stabilitas seriap metode memiliki asumsi dasar yang berbeda. Prinsip dasar dihitung dari perbandingan antara kuat geser tanah τ_f dengan gaya dorong tanah τ , atau perbandingan dari momen tahan RM (*Resisting Moment*) dengan momen dorong DM (*Driving Moment*)

Salah satu metode analisis stabilitas kesetimbangan batas adalah metode bishop. Metode bishop mengabaikan gaya gesek antar irisan dan kemudian mengasumsikan bahwa gaya normal cukup untuk mendefinisikan gaya-gaya antar irisan (Bishop,1995). Gaya normal di dasar dan tiap irisan ditentukan dengan menjumlahkan gaya- gaya dalam arah vertikal. Gaya – gaya yang bekerja pada irisan metode bishop *simplified* dapat dilihat pada gambar 3.6.

Keterangan;

sl = Irisan Lereng Keseluruhan

W = Berat Irisan

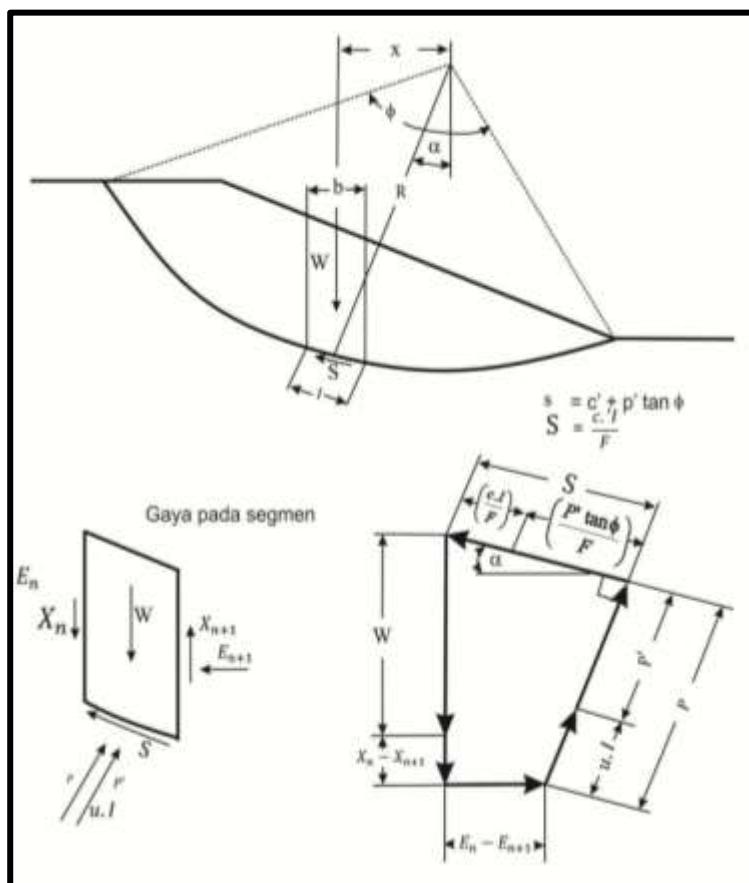
a = Sudut Antar irisan

Penentuan nilai Faktor Keamanan (FK) minimum dengan lingkaran kritis, dibuat dengan cara mengubah letak pusat lingkaran yang dicoba. Pengaruh air dalam batuan atau tanah adalah timbulnya gaya angkat air karena tekanan air pori yang berakibat berkurangnya gaya normal pada dasar irisan, sehingga analisa kestabilan lereng dilakukan dalam kondisi tegangan efektifnya.

Sehingga persamaan FK menjadi :

Dengan,

Pada cara Bishop, besarnya P (gaya normal pada dasar irisan) diperoleh dengan menguraikan gaya-gaya yang bekerja pada irisan dalam arah gaya berat (W) atau semua resultan gaya pada batas vertikal irisan bekerja dalam arah horizontal, untuk menghitung besarnya FK.



Gambar 3.8.

Gaya – Gaya Yang Bekerja Pada Irisan Metode Bishop Simplified (*Rock Slope Engineering*, Hoek & Bray, 1981)

Kesetimbangan vertikal : $P \cos a + S \sin a = W + X_n - X_{n+1}$

Bilai P' = $P - u.l$ maka:

$$(P-u.l) \cos a + u.l \cos a + (P-u.l) \frac{\tan \phi}{F} \sin a + \frac{c.l \sin a}{F} = W + X_n - X_{n+1}$$

$$(P-u.l) \cos a + (P-u.l) \frac{\tan \phi}{F} \sin a = W + X_n - X_{n+1} - \frac{c.l \sin a}{F} - u.l \cos a$$

Apabila $X_n - X_{n+1}$ dianggap sama dengan nol, maka :

Didapatkan persamaan faktor keamanan dari hasil subsitusi Persamaan (3.19) dan (3.20) ke Persamaan (3.15) sehingga didapatkan persamaan faktor keamanan :

Atau :

$$FK = \sum \left[\frac{\{c.b + (W - b.u) \tan \phi\} \left(\frac{1}{\cos a (1 + \tan \phi \tan a / F)} \right)}{\sum W \sin a} \right] \dots \dots \dots (3.22)$$

Dengan $M_i = \cos a (1 + \tan \phi \tan a / F)$ jadi diperoleh :

Keterangan ;

S = Kuat gesek efektif

s = Kuat gesek yang ada

c = Kohesi efektif

P' = Gaya normal efektif pada dasar irisan

\emptyset = Sudut gesek dalam efektif

u = Tekanan air pori

F = FK (Faktor Keamanan)

W = Berat irisan

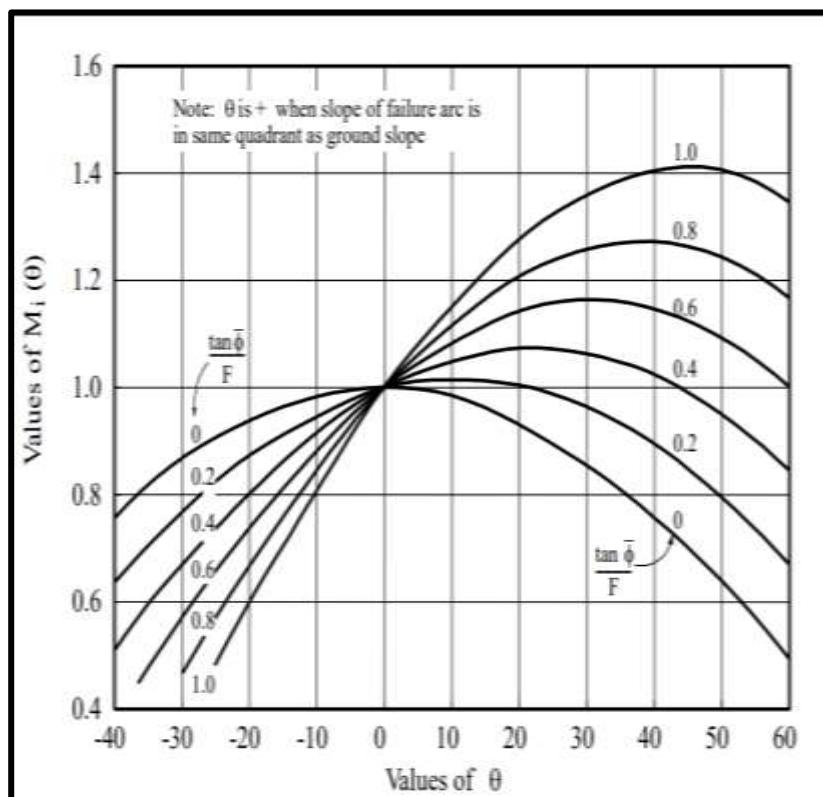
b = Lebar irisan

R = Radius lingkaran bidang gelincir

X_n, X_{n+1} = gaya-gaya vertikal pada batas irisan

E_n, E_{n+1} = gaya-gaya horizontal pada batas irisan

Nilai F pada Persamaan 3.21 terdapat pada sisi kiri dan kanan, karena itu untuk menghitung besarnya nilai F harus digunakan metode *trial and error* yaitu diambil nilai F sembarang sebagai percobaan, kemudian nilai F yang diperoleh dimasukkan lagi pada ruas kanan dan seterusnya sampai didapat F ruas kanan sama dengan ruas kiri. Dalam upaya mempermudah hitungan, Gambar 3.9 dapat digunakan untuk menentukan nilai fungsi M_i .



Gambar 3.9.
Diagram Menentukan Nilai M_i (Janbu dkk, 1956)

3.8. Faktor Keamanan

Berdasarkan konsep dari kestabilan lereng suatu lereng dapat dikatakan stabil apabila dapat memenuhi salah satu kriteria dibawah ini :

1. Faktor Keamanan (FK), dengan metode kesetimbangan batas suatu lereng dikatakan stabil apabila nilai $FK > 1$.
2. Regangan, longsor dapat ditimbulkan oleh regangan yang cukup besar yang dapat menyebabkan kegiatan penambangan pada lereng tidak aman, atau

tingkat perpindahan yang melibih tingkat perpindahan yang ditentukan dalam kegiatan penambangan pada *open pit*.

3. Probabilitas longsor, stabilitas dapat ditentukan dengan distribusi probabilitas dari perbedaan antara gaya penahan dan gaya penggerak yang masing-masing dapat dinyatakan distribusi probabilitasnya.
 4. LFRD (*load and resistance factor design*), stabilitas dapat ditentukan oleh gaya penahan lebih besar dari atau sama dengan jumlah gaya penggerak.

Dari pernyataan diatas maka salah satu lereng dapat dikatakan stabil dilihat dari nilai faktor keamanannya. Nilai faktor keamanan suatu lereng tergantung pada gaya penggerak dan gaya penahan yang ada pada bidang gelincir di dalam lereng tersebut. Gaya penggerak dapat berupa gaya geser, gaya akibat percepatan peledakan dan/atau gempa bumi, sedangkan gaya-gaya penahan dapat berupa sudut gesek dalam, kohesi dan kuat geser. Kemudian, apabila gaya penggerak lebih besar dibandingkan dengan gaya penahan maka lereng tidak stabil dan akan longsor. Namun, apabila gaya penahan lebih besar dari gaya penggerak, maka lereng tersebut dalam keadaan stabil dan tidak longsor. Dalam menentukan bahwa suatu lereng stabil atau tidak dapat dinyatakan dalam bentuk faktor keamanan (FK) yang didefinisikan sebagai berikut:

$$FK = \frac{\text{Gaya Penahan}}{\text{Gaya Penggerak}} \dots \dots \dots \quad (3.24)$$

$FK > 1,0$: Kondisi lereng dianggap stabil.

FK = 1,0 : Kondisi lereng dalam keadaan seimbang dan siap untuk bergerak apabila ada sedikit gangguan.

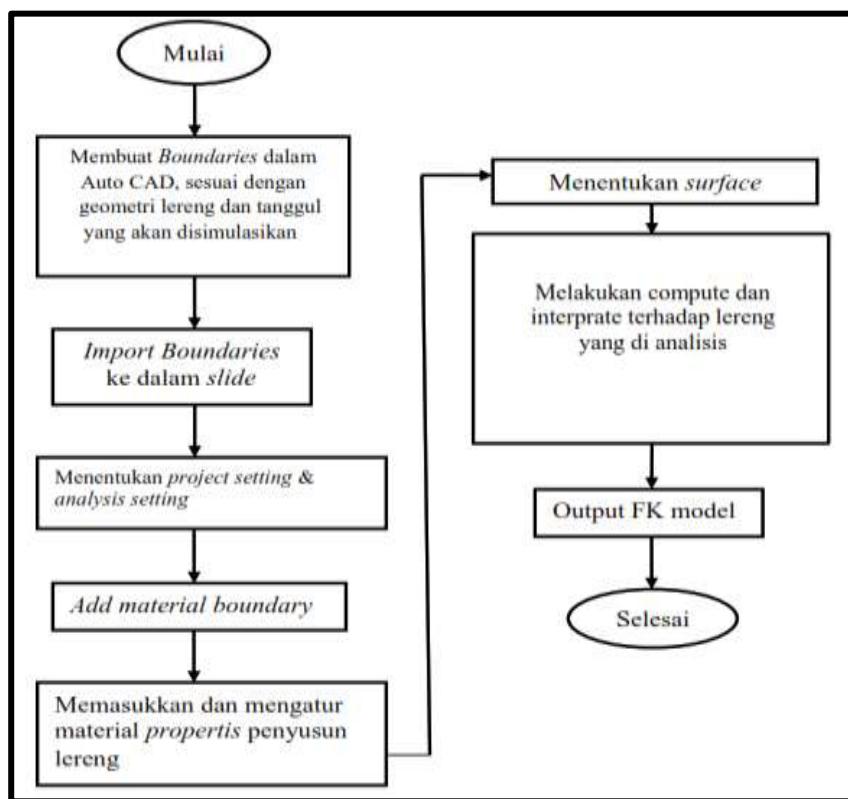
$FK < 1,0$: Kondisi lereng dianggap tidak stabil.

3.9. Analisis Dengan Program Rocscience Slide

Software Slide digunakan dalam menganalisis nilai faktor keamanan dan probabilitas longsor. Dalam menghitung faktor keamanan dari suatu lereng roman muka bumi dan batuan *Software* slide menggunakan teori kesetimbangan batas. Formulasi yang komprehensif dari slide membuatnya mampu menganalisis dengan mudah kasus stabilitas baik yang sederhana maupun yang kompleks dengan menggunakan metode variasi dalam perhitungan faktor keamanannya.

Slide dapat diterapkan pada analisis dan pekerjaan perancangan dalam bidang geoteknik, sipil dan penambangan.

Dalam menganalisis suatu lereng penambangan dengan *software slide* V6.0, dibutuhkan data masukan berupa hasil uji sifat fisik dan sifat mekanik dari tanah atau batuan penyusun lereng tersebut. Dari data-data masukan tersebut kemudian diolah dengan bantuan Slide sehingga dihasilkan data keluaran yaitu faktor keamanan untuk lereng yang dianalisis. Diagram alir simulasi lereng menggunakan slide terdapat pada Gambar 3.8.



Gambar 3.10.
Diagram Alir Simulasi Lereng Menggunakan Slide

3.10. Penentuan *Angle of Repose*

Dalam pembentukan timbunan terdapat bagian-bagian geometri timbunan yang harus diperhatikan salah satunya adalah *angle of repose*. *Angle of repose* merupakan sudut maksimum yang diukur dari garis horizontal, material lepas yang membentuk lereng dapat bertahan tanpa meluncur. *Angle of repose* yang disarankan berdasarkan jenis batuannya terdapat pada Tabel 3.13.

Tabel 3.13.
Ketentuan *Angle of Repose*

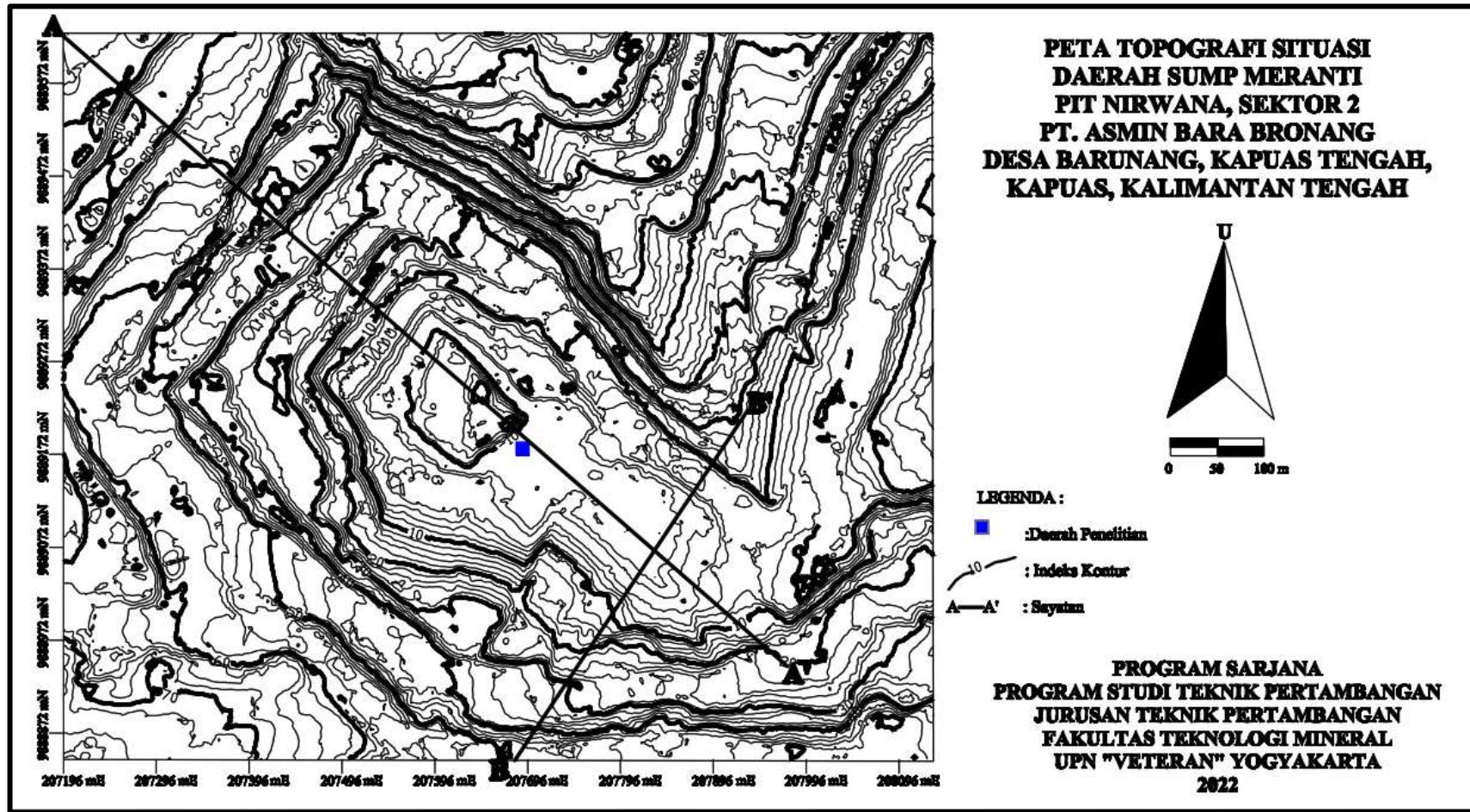
Tipe Dari Batuan	Angle of Repose (°)
<i>Coal</i> (Batubara)	34 - 40°
<i>Dry Clay</i> (Tanah lempung dalam kondisi kering)	37°
<i>Solid Clay</i> (Tanah lempung dalam kondisi padat)	40° - 45°
<i>Loose Sand with Clay</i> (pasiran dan tanah lempung dalam kondisi lepas)	37°
<i>Loose Gravel with Clay</i> (kerikil dan tanah lempung dalam kondisi lepas)	37°
<i>Moist Clay</i> (Tanah lempung dalam kondisi lembab)	20° - 25°
<i>Wet Clay</i> (Tanah lempung dalam kondisi basah)	16°
<i>Wet Sand</i> (Pasiran dalam kondisi basah)	22°

BAB IV

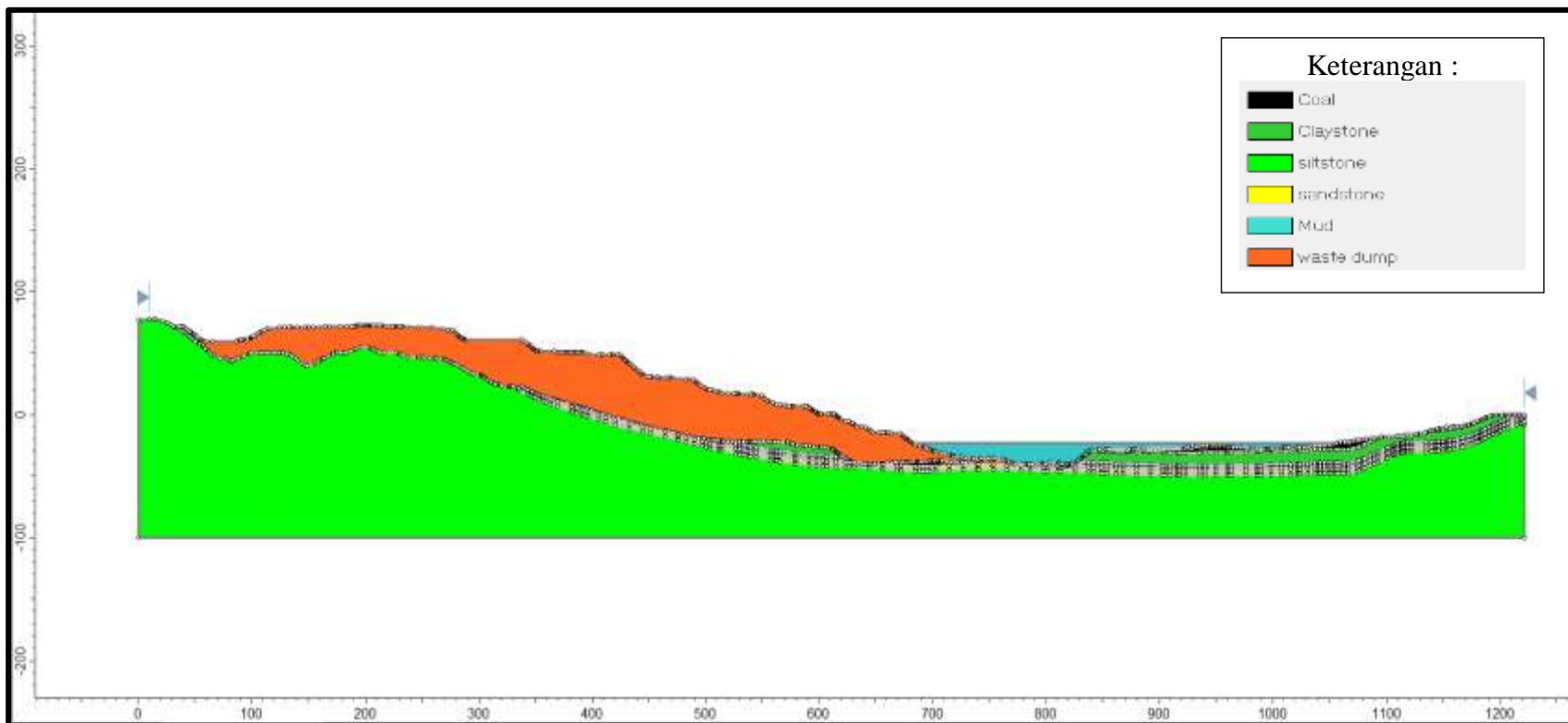
HASIL PENELITIAN

Penelitian ini dilakukan untuk menganalisis stabilitas dan menentukan geometri tanggul serta lereng tunggal yang digunakan sebagai alas pembuatan tanggul yang berada di *Pit Nirwana* sektor 2 area *Sump Meranti*. Peta situasi daerah penelitian terdapat pada Gambar 4.1. sedangkan model penampang geologi dapat dilihat pada Gambar 4.2 dan Gambar 4.3. Tanggul tersebut akan dibuat dengan menggunakan material berjenis *solid clay* yang berasal dari material disposil. Litologi pada lereng tunggal yang digunakan sebagai dasar tanggul adalah *claystone* dan *coal*. Adapun tahapan yang dilakukan untuk menganalisis stabilitas tanggul dan lereng tunggal adalah sebagai berikut:

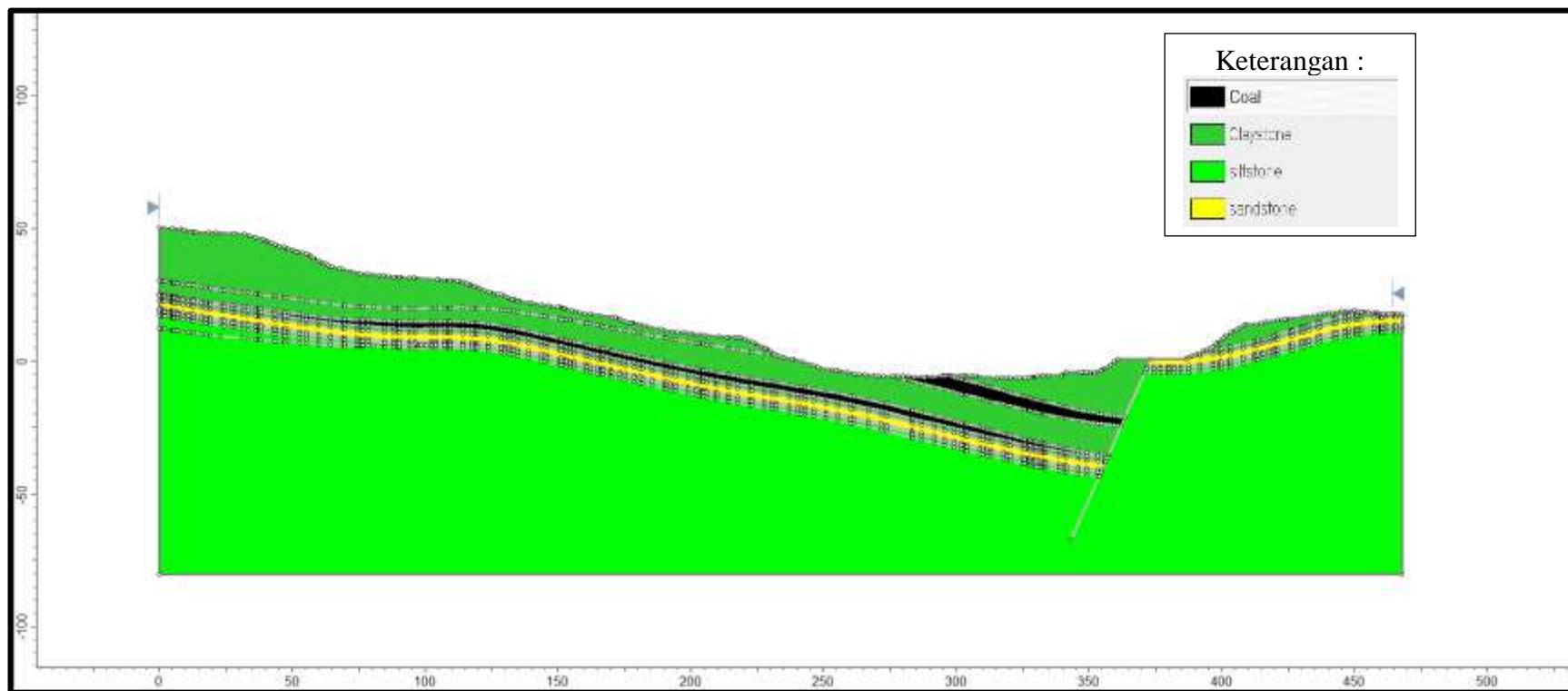
1. Diperlukan observasi lapangan untuk mengetahui kondisi aktual daerah penelitian.
2. Pengumpulan data material dari data hasil pengujian yang berasal dari *drill log* dan klasifikasi massa batuan untuk mengetahui karakteristik batuan dan sebagai parameter data masukan dalam analisis stabilitas.
3. Analisis jenis potensi kelongsoran yang dapat terjadi.
4. Menentukan asumsi muka air tanah dan penentuan koefisien gempa di daerah penelitian yang digunakan dalam melakukan analisis.
5. Melakukan perhitungan faktor keamanan secara manual pada salah satu metode dan lereng untuk membandingkan dengan hasil analisis menggunakan *software slide*.
6. Menganalisis geometri maksimal lereng tunggal yang dapat digunakan sebagai dasar pembuatan tanggul.
7. Menentukan dimensi tanggul dan menganalisis kestabilan, baik pada *single slope* maupun *overall slope*.
8. Menganalisis stabilitas lereng pada hasil desain akhir rancangan penambangan pada daerah penelitian yang berada di area *Sump Meranti Pit Nirwana*, sektor 2.



Gambar 4.1.
Peta Situasi Lokasi Penelitian



Gambar 4.2.
Model Penampang Geologi Sayatan A-A'



Gambar 4.3.
Model Penampang Geologi Sayatan B-B'

4.1. Observasi Lapangan

Lokasi penelitian berada di daerah *Sump* Meranti Pit Nirwana, sektor 2 pada Blok Mamput. Pada lokasi tersebut akan dilakukan optimasi pengambilan batubara yang terletak pada elevasi -20 mdpl. Lokasi yang akan dilakukan optimasi batubara terdapat suatu *sump* yang mengandung lumpur dengan *density* 16,69 kN/m³ dan kedalaman mencapai 20 m dari RL -3 mdpl dengan panjang *sump* ±387 m. Selain itu, di bagian sisi area barat laut area yang akan dilakukan penambangan terdapat sebuah disposal aktif dan sisi utara serta selatan merupakan zona patahan.

Sisi utara merupakan area *highwall* yang didominasi oleh batuan *siltstone* dan *sandstone*, terdapat juga batuan *claystone* serta lapisan batubara. Umumnya batuan tersebut memiliki warna yang abu-abu kecoklatan sampai hitam, dengan tingkat pelapukan yang relatif sedang sampai segar (*Fresh*). Umumnya kekuatan batuan di area timur *highwall*, memiliki tingkat yang *relative medium* sampai *hard*, sedangkan tipikal kekuatan batuan di area barat umumnya *extremely low* sampai *medium*. *Extremely low strength* umumnya berada pada area yang dekat dengan zona sesar karena dengan adanya sesar dapat menurunkan kekuatan dari batuan. Sesar yang terjadi pada area *highwall* merupakan sesar naik (Gambar 4.4). Adanya sesar naik ini membuat kedudukan batuan menjadi berubah menjadi sisi timur lebih landai sekitar 15 derajat dan mengarah searah dengan lengan lereng, sedangkan bagian barat lebih curam sekitar 30 derajat dan mengarah searah dengan bidang kemiringan lereng. Kemudian, sisi selatan merupakan area *lowwall* dengan perlapisan batuan *siltstone*, *sandstone*, dan *claystone* dengan tingkat pelapukan yang rendah sampai segar serta kekerasan yang relatif rendah sampai sedang serta adanya perlapisan batubara dengan tingkat pelapukan yang segar dan kekerasan yang relatif *medium*. Hasil identifikasi lapangan serta ditunjang dengan adanya penampang sayatan model geologi, menunjukkan bahwa tipe sesar yang ada di area *lowwall* adalah sesar turun (*normal fault*) dengan arah orientasi sekitar 60 – 70 derajat ke arah utara timur laut dengan *dip/dip direction* (70⁰/ N054⁰E). Kenampakan dari sesar turun pada area *lowwall* terdapat pada Gambar 4.5.

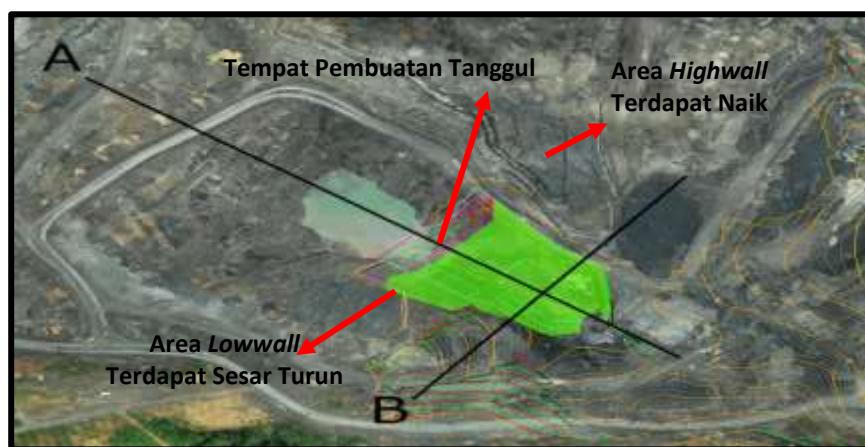
Dari beberapa pernyataan tersebut, maka dapat dikatakan pada lokasi penelitian merupakan area yang memiliki resiko bahaya geoteknik untuk dilakukan kegiatan penambangan. Lokasi wilayah penelitian dapat dilihat pada Gambar 4.6. zona yang akan dilakukan optimasi terdapat pada daerah yang ditandai dengan daerah berwarna hijau.



Gambar 4.4.
Sesar Naik Pada *Highwall*



Gambar 4.5.
Sesar Turun Pada *Lowwall*



Gambar 4.6.
Wilayah Daerah Penelitian

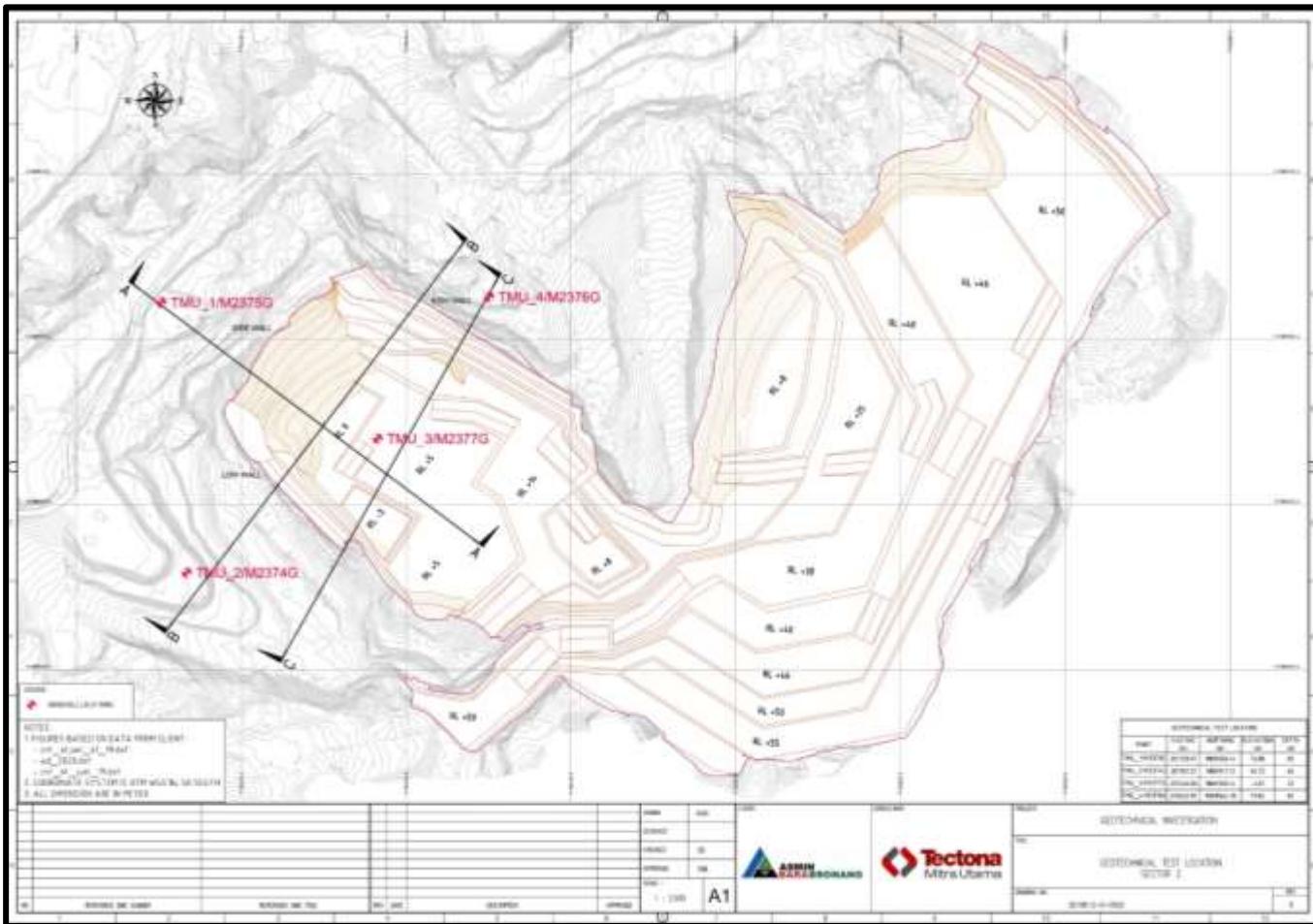
4.2. Pengumpulan Data

4.2.1. Data Bor Geoteknik

Data dari bor geoteknik merupakan data yang digunakan untuk mendapatkan informasi tentang kondisi bawah permukaan lokasi penelitian. Berdasarkan hasil bor geoteknik maka dapat digambarkan penyebaran lapisan batuan ke arah horizontal dan arah vertikal, sehingga urutan perlapisan batuan dapat dilihat dan ditentukan secara lebih mengintepretasikan. Selain untuk mengetahui perlapisan batuan yang berada di bawah permukaan tanah dari pengeboran geoteknik juga dapat dilakukan pengambilan contoh (*sample*) batuan yang selanjutnya akan dilakukan pengujian untuk uji sifat fisik dan mekanik dari *coring* sehingga dapat dipergunakan sebagai dasar melakukan analisis teknik. Pada daerah lokasi penelitian yaitu di dareah *sump* Meranti, sektor 2 terdapat empat (4) titik pengeboran geoteknik yang tersebar. Penelitian lapangan geoteknik investigasi dilakukan antara tanggal 11-18 Agustus 2019. Empat *borehole* yang telah di bor dengan kedalaman yang tertera pada Tabel 4.1 dan peta persebaran lubang bor terdapat pada Gambar 4.7. kedalaman lubang bor dipilih dengan kriteria uji *soil penetration test* (SPT) pada bagian material *waste dump* dan *full core* pada bagian material original. Dari keempat *borehole* tersebut data *borehole* yang digunakan untuk data stratigrafi analisis desain adalah data borehole TMU_3 dengan nomer lubang bor M2_377G. Hal tersebut merupakan lubang bor TMU_3 berada tepat di tempat penelitian sedangkan titik lubang bor lainnya digunakan sebagai konfirmasi model stratigrafi material dibawah permukaan daerah penelitian.

Tabel 4.1.
Detail Titik Geoteknik

Holes ID	Holes ID	Easthing	Northing	Elevation	Total Depth (m)
TMU_1	M2_375G	207128.97	9889556.14	76.88	80
TMU_2	M2_374G	207167.21	9889147.12	65.72	65
TMU_3	M2_377G	207456.83	9889350.14	-3.07	20
TMU_4	M2_376G	207625.99	9889564.70	79.84	80



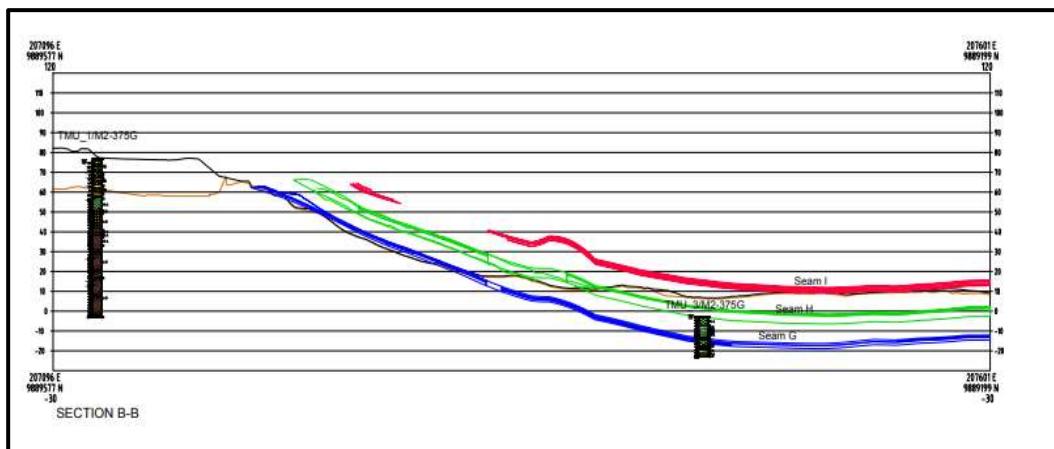
Gambar 4.7.
Peta Persebaran Lubang Bor

4.2.2. Penampang Geologi

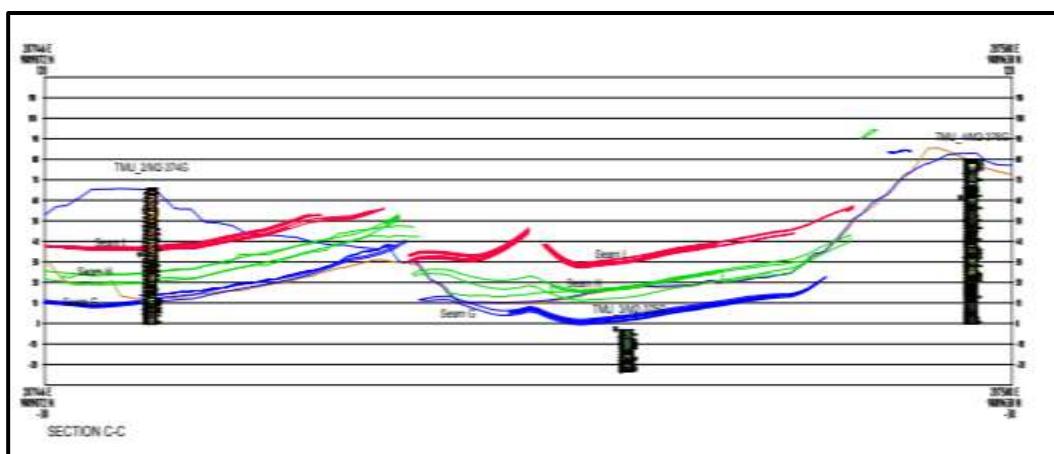
Penampang geologi merupakan sayatan dari perlapisan batuan yang dijadikan acuan untuk mengetahui jenis litologi dan persebarannya di bawah permukaan tanah, peta persebaran lubang bor tedapat pada Gambar 4.7 .

Penampang geologi yang digunakan beserta nama lubang bor sebagai berikut :

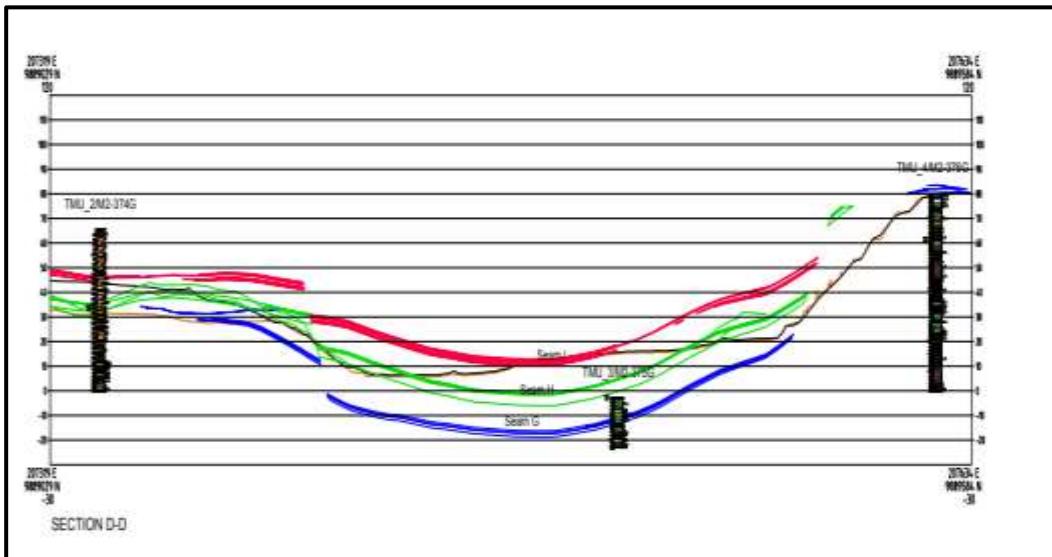
1. Penampang B-B, melalui lubang bor M2_375G dan M2_377G (Gambar 4.8.)
2. Penampang C-C, melalui lubang bor M2_374G, M2_375G dan M2_377G (Gambar 4.9.)
3. Penampang D-D, melalui lubang bor M2_374G ,M2_375G dan M2_377G (Gambar 4.10.)



Gambar 4.8.
Penampang Sayatan B-B



Gambar 4.9.
Penampang Sayatan C-C



Gambar 4.10.
Penampang Sayatan D-D

4.2.3. Pengujian Material Properties

Pengujian material *properties* dilakukan untuk mendapatkan sifat fisik dan sifat mekanik batuan. Pengujian dilakukan pada beberapa sampel geoteknik hasil pengeboran yaitu pada titik bor M2_375G, M2_374G, M2_377G, dan M2_376G. Pengujian UCS (*Uniaxial Compressive Strength Test*) telah dilakukan pada beberapa sampel geoteknik hasil *drill log*. Hal ini menunjukkan kekuatan tekan batuan bervariasi terhadap kedalaman dan lapisan. Dalam proses permodelan geoteknik yang akan dilakukan, karakterisasi massa batuan akan sangat bergantung pada masing-masing parameter stratigrafi batuan.

Dalam evaluasi parameter geoteknik pada batuan insitu, telah berdasarkan hasil pengeboran geoteknik dengan pendekatan nilai GSI dikombinasikan dengan nilai pengujian kuat tekan batuan (UCS – MPa). Resumen evaluasi nilai kuat tekan batuan untuk setiap stratigrafi batuan disajikan dalam Tabel 4.2 dengan mengelompokan berdasarkan jenis batuan yang dibagi menjadi batuan *Sandstone*, *Claystone*, *Coal*, dan *Siltstone*. Kemudian, pada material lumpur dilakukan pengujian untuk mendapatkan nilai berat jenis pada lumpur yang berada di *Sump Meranti* dan didapatkan *density* sebesar $16,69 \text{ kN/m}^3$ pada lumpur tersebut. Selanjutnya, pada kasus material *waste dump* karena keterbatasan pengambilan sampel geoteknik akibat kondisi material *waste dump* yang

terberaikan, maka korelasi empiris menggunakan nilai SPT dirasa paling tepat untuk menggambarkan kondisi kekuatan tanah *waste dump*. Hasil analisis yang telah dilakukan untuk menentukan kuat geser tanah berdasarkan hubungan antara kuat geser terhadap kedalaman tanah *waste dump* adalah berikut:

$$\tau(KPa) = 30 KPa + \sigma \tan(16,26^\circ)$$

Keterangan :

τ = Kuat Geser Tanah

σ = Tegangan Normal

Tabel 4.2.
Hasil Pengujian Data Bor

Nama Bor	Depth (m)	Lithological Type	Density (KN/m3)	C (MPa)	θ (°)	PLI (MPa)	UCS (MPa)	GSI
TMU_01	20,65 - 21	Claystone	18,3	-	-	-	0,31	60-70
TMU_02	55,5-55,8	Claystone	19,2	-	-	-	2,28	50-60
TMU_03	03,00-03,50	Claystone	19,01	-	-	0,21	2,15	60-70
TMU_03	9,00-9,40	Claystone	19,00	-	-	-	2,25	60-70
TMU_03	12,65-12,95	Claystone	18,8	-	-	-	2,17	60-70
TMU_03	17,50-17,80	Claystone	19,2	-	-	-	2,28	50-60
TMU_04	20,40-20,50	Claystone	18,4	-	-	0,6	-	50-60
TMU_01	27,50-27,98	Sandstone	19,3	0,35	38,7	-	-	55-65
TMU_03	16,30-16,50	Sandstone	19,24	-	-	-	15,74	70-80
TMU_04	45,8-46,70	Sandstone	18,1	0,56	25,6	-	-	60-70
TMU_04	59-59,40	Sandstone	18,4	-	-	1,23	9,21	60-70
TMU_01	44,2-44,55	Siltstone	25,3	-	-	-	8,19	55-65
TMU_01	50,5-51	Siltstone	25,5	-	-	-	27,97	55-65
TMU_01	56,7-57,15	Siltstone	25,6	-	-	-	6,79	55-65
TMU_01	60,60-61,00	Siltstone	-	-	-	1,61	-	55-65
TMU_01	63,5-63,97	Siltstone	26,1	-	-	-	19,41	55-65
TMU_01	74,3-74,65	Siltstone	26,5	-	-	-	12,5	55-65
TMU_02	60,6-61	Siltstone	19,3	-	-	-	0,89	50-60
TMU_02	62,62-63	Siltstone	19,5	-	-	-	2,43	50-60
TMU_03	19,50-20	Siltstone	16	-	-	1,62	13,9	60-70
TMU_04	5,90-06,22	Siltstone	23,7	-	-	1,66	7,99	60-70
TMU_04	29-29,18	Siltstone	19,7	-	-	0,21	-	60-70
TMU_03	11,70-12	Coal	14	-	-	-	14,6	30-40
		Waste Dump	18,5	30	16,26	-	-	-
		Mud	16,69	-	-	-	-	-

Dari data mengenai nilai parameter geoteknik yang digunakan untuk analisa desain geometri (Tabel 4.3) adalah data bor yang dengan nama bor TMU_3. Hal tersebut dikarenakan lubang bor TMU_3 berada tepat di lokasi penelitian sehingga dapat menginterpretasikan lapisan di bawahnya dengan tepat yang digunakan untuk analisa desain.

Tabel 4.3.
Parameter Geoteknik

Lithologi	Density (KN/m ³)	C (MPa)	ϕ (°)	PLI (MPa)	UCS (MPa)	GSI (Inti Bor)	GSI (RMR Lapangan)
Claystone 1	19,00	-	-	-	2,25	60-70	65
Claystone 2	18,80	-	-	-	2,17	60-70	65
Claystone 3	19,20	-	-	-	2,28	60-70	65
Siltstone	16	-	-	1,62	13,9	50-60	57
Sandstone	19,24	-	-	-	15,74	60-70	60
Coal	14,00	-	-	-	14,60	30-40	43
Waste Dump	18,50	0,03	16,26	-	-	-	-
Mud	16,96	-	-	-	-	-	-

4.3. Klasifikasi Massa Batuan

Klasifikasi massa batuan dilakukan untuk mengetahui nilai RMR. Berdasarkan nilai RMR tersebut menurut Hoek-Brown bisa untuk mendapatkan nilai GSI. GSI digunakan untuk penentuan parameter Hoek-Brown dan parameter kekuatan Mohr Coloumb. Kemudian, dapat melihat hasil lengkap pemerian klasifikasi massa batuan untuk setiap parameter dan pembobotan pada tabel RMR dapat dilihat pada Lampiran D. Nilai GSI didapat dengan menggunakan rumus $GSI = RMR - 8$ (Saptono,2012).

Klasifikasi massa batuan dengan metode RMR dilakukan pada daerah lokasi penelitian yaitu pada lereng *highwall* yang berada di Utara lokasi penelitian

(Gambar 4.11) dengan mengambil titik litologi yang tersingkap dan dianggap dapat mewakili keadaan massa batuan pada tiap litologinya. Selain, itu, kegiatan ini dilakukan dengan tujuan untuk mengetahui kondisi massa batuan yang terkini sehingga dalam melakukan analisis nantinya dapat dinilai lebih akurat. Klasifikasi RMR dilakukan pada litologi batuan pada area tersebut, yaitu pada batuan *claystone*, *sandstone*, dan *siltstone*, serta *coal*. Nilai RQD yang digunakan menggunakan nilai RQD hasil dari data *drill log*. Hasil pemetaan karakteristik massa batuan dengan metode RMR yang terdapat pada Tabel 4.4.



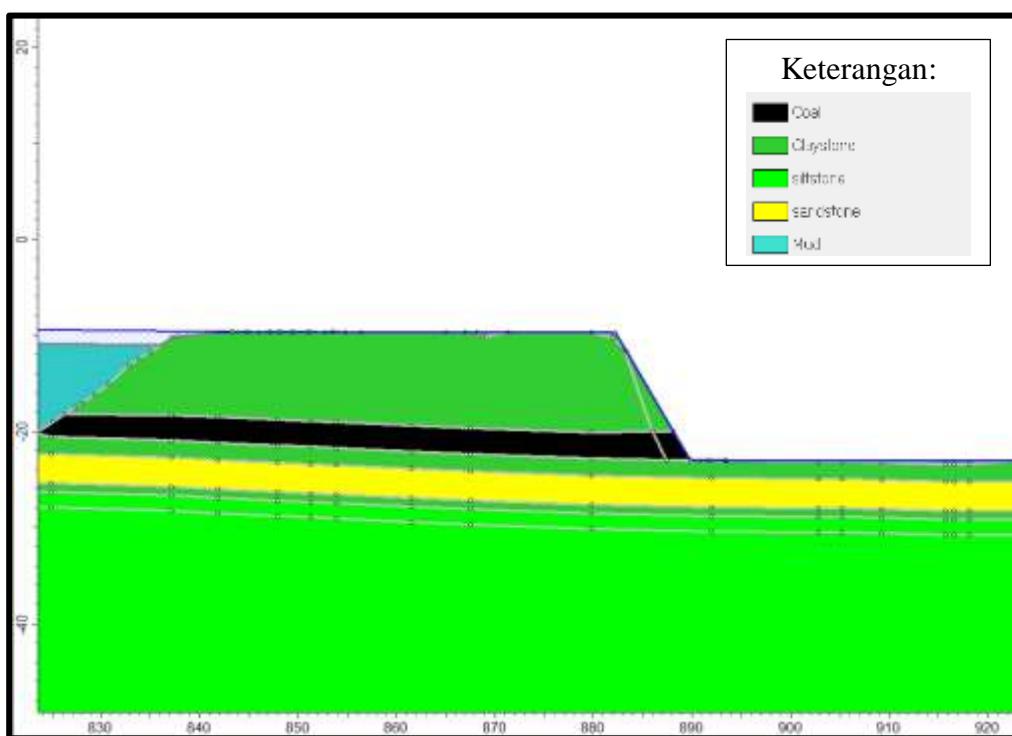
Gambar 4.11.
Lokasi Pengamatan

Tabel 4.4.
Hasil pembobotan GSI

Litologi	RMR	GSI	Klasifikasi Batuan
<i>Claystone</i>	73	65	<i>Good Rock</i>
<i>Sandstone</i>	65	57	<i>Fair Rock</i>
<i>Siltstone</i>	68	60	<i>Fair Rock</i>
<i>Coal</i>	51	43	<i>Fair Rock</i>

4.4. Analisis Jenis longsor

Tipe longsor yang berpotensi terjadi pada tanggul adalah tipe longsor busur. Hal tersebut dikarenakan material yang digunakan adalah tanah yang bersifat material *loose* berjenis *solid clay* sehingga sangat berpotensi terjadinya longsor busur. Selanjutnya, untuk jenis longsor yang berpotensi terjadi pada lereng tunggal yang digunakan sebagai alas pembuatan tanggul dan penambangan batubara sampai pada RL -20 mdpl juga berjenis longsor busur. Hal tersebut disebabkan karena material yang terdapat pada lereng tunggal merupakan litologi *claystone* yang tergolong batuan dengan karakteristik *very weak rock* dan litologi tersebut mempunyai nilai UCS 2,25 MPa. Pada material lereng tunggal tersebut juga terdapat litologi batubara yang mempunyai nilai kuat tekan sebesar 14,60 MPa dengan karakteristik *weak rock*. Hubungan nilai kuat tekan dengan karakteristik batuan dapat dilihat pada Tabel 3.3. Dari kondisi material yang berada pada lereng tunggal tersebut maka jenis potensi longsor yang dapat terjadi adalah longsor busur. Gambar 4.12 memperlihatkan model jenis material yang terdapat pada lereng tunggal.



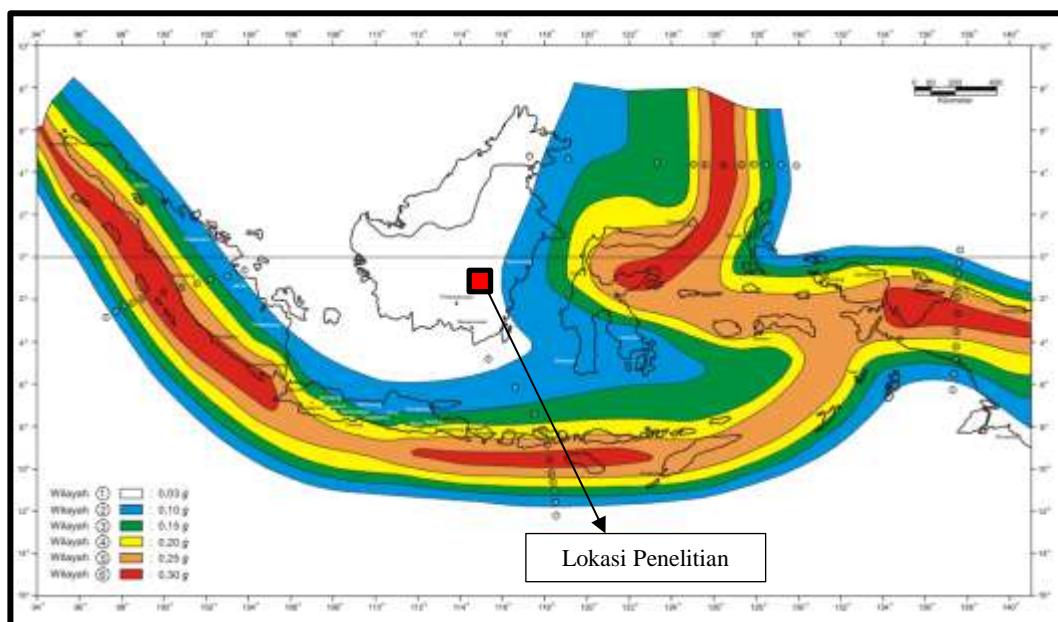
Gambar 4.12.
Model Sayatan Lereng Tunggal

4.5. Asumsi Muka Air Tanah

Muka air tanah diasumsikan mengikuti permukaan topografi dan muka lereng. Asumsi ini digunakan untuk mengantisipasi kondisi lereng jenuh yang berada di pada daerah lokasi penelitian dapat mengalirkan air dan hujan dengan intensitas tinggi di lokasi penelitian. Selain hal tersebut asumsi muka air tanah dalam keadaan jenuh merupakan kondisi kritis pada suatu lereng sehingga hasil analisisnya dapat menginterpretasikan keadaan lereng yang lebih pesimis.

4.6. Faktor Kegempaan

Daerah penyelidikan termasuk daerah berkemungkinan terkena dampak getaran dinamik yang disebabkan oleh gempa, oleh karena itu dalam melakukan permodelan dan analisis memasukkan faktor kegempaan di lokasi penyelidikan sebesar 0,03 g sesuai dengan peta zonasi di lokasi penelitian terdapat pada Gambar 4.13.

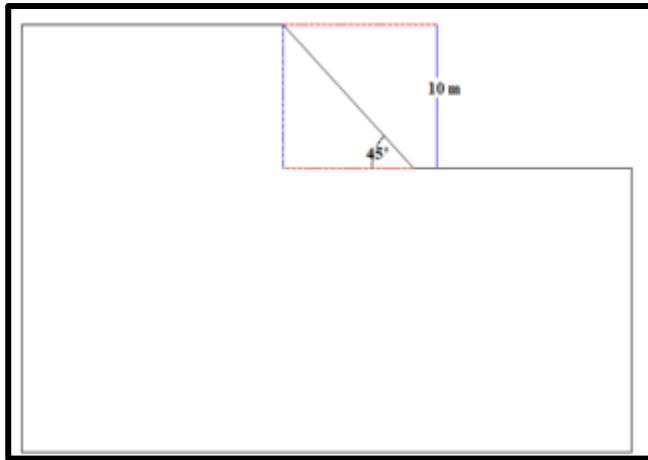


Gambar 4.13.
Peta Zonasi Gempa (Peta zona gempa Kementerian Pekerjaan Umum)

4.7. Analisis Perhitungan Faktor Keamanan Manual

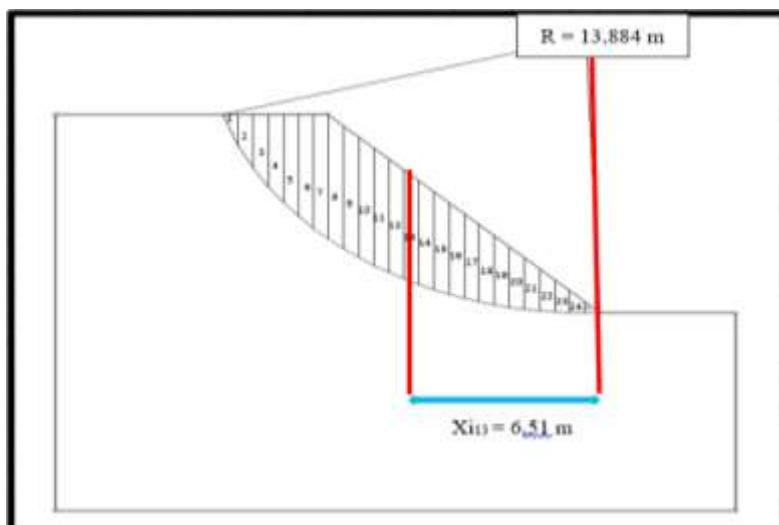
Analisis perhitungan faktor keamanan secara manual dilakukan pada geometri tanggul yang membentuk lereng tunggal dengan tinggi 10 m dan sudut lereng 45°

dapat dilihat pada Gambar 4.14. Metode yang digunakan untuk melakukan analisis adalah metode Bishop dengan material properties densitas (γ) : 18kN/m³; sudut gesek dalam (ϕ) : 16,26⁰; dan kohesi (c) : 30 KPa.

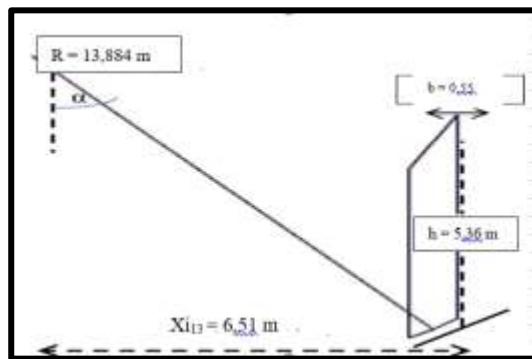


Gambar 4.14.
Geometri Model Lereng

Dalam menentukan kestabilan lereng dengan metode kesetimbangan batas langkah pertama yang harus dilakukan adalah menentukan terlebih dahulu geometri bidang longsor dan banyak jumlah irisan yang digunakan pada bidang longsor (Gambar 4.15) dan data irisan terdapat pada Tabel 4.5 . Contoh model irisan yang digunakan adalah irisan 13 dikarenakan tepat berada di tengah dapat dilihat pada Gambar 4.16.



Gambar 4.15.
Pembagian Bidang Longsor



Gambar 4.13.
Contoh Model Irisan Pada Irisan 13

Tabel 4.5.
Data Pada Setiap Irisan

Irisan	b (m)	R	xi	h (m)	α ($^{\circ}$)	u (kN/m 2)
1	0,55	13,884	13,06	0,76	70,16	7,44
2	0,55	13,884	12,51	2,03	64,29	19,89
3	0,55	13,884	11,96	3,11	59,47	30,47
4	0,55	13,884	11,41	4,01	55,26	39,29
5	0,55	13,884	10,91	4,71	51,79	46,15
6	0,55	13,884	10,36	5,40	48,26	52,92
7	0,55	13,884	9,81	5,97	44,95	58,51
8	0,55	13,884	9,26	6,22	41,83	60,95
9	0,55	13,884	8,71	6,14	38,85	60,17
10	0,55	13,884	8,16	5,99	35,99	58,70
11	0,55	13,884	7,61	5,84	33,23	57,23
12	0,55	13,884	7,06	5,62	30,56	55,07
13	0,55	13,884	6,51	5,36	27,96	52,52
14	0,55	13,884	5,96	5,08	25,42	49,78
15	0,55	13,884	5,41	4,77	22,93	46,74
16	0,55	13,884	4,86	4,43	20,48	43,41
17	0,55	13,884	4,31	4,07	18,08	39,88
18	0,55	13,884	3,76	3,67	15,71	35,96
19	0,55	13,884	3,21	3,27	13,36	32,04
20	0,55	13,884	2,66	2,83	11,04	27,73
21	0,55	13,884	2,11	2,37	8,74	23,22
22	0,55	13,884	1,56	1,91	6,57	18,71
23	0,55	13,884	1,01	1,40	4,17	13,72
24	0,55	13,884	0,46	0,83	1,89	8,13
25	0,55	13,884	0,20	0,30	0,82	3,03

Cara Perhitungan (Contoh pada irisan 13) :

X_{i13} = Jarak mendatar R ke pusat irisan 13

$$\begin{aligned}\alpha_{13} &= \sin^{-1} \left[\frac{X_i}{R} \right] \\ &= \sin^{-1} \left[\frac{6,51 \text{ m}}{13,884 \text{ m}} \right] = 27,96^0\end{aligned}$$

Asumsi muka air tanah adalah jenuh dengan menggunakan rumus sebagai berikut;

$$\begin{aligned} u &= \gamma_w \times h \\ &= 9,8 \text{ kN/m}^3 \times 5,36 \text{ m} \\ &= 52,52 \text{ kN/m}^2 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} C \times b &= 30 \text{ kN/m}^2 \times 0,55 \text{ m} \\ &= 16,5 \text{ kN/m} \end{aligned}$$

Hasil perhitungan dan penggunaan rumus untuk menghitung FK Bishop telah ditabulasikan pada Tabel 4.6. dan Tabel 4.7.

Keterangan :

- b = Lebar irisan
- R = Radius lingkaran bidang gelincir
- Xi = Jarak mendatar R ke pusat irisan
- a = Sudut Antar irisan
- u = Tekanan air pori
- W = Berat Irisan
- h = Tinggi irisan

Tabel 4.6.
Tabulasi Perhitungan Mi

F = 1						
Irisan	θ	α	$\cos \alpha$	$\tan \alpha$	$\tan \theta$	Mi
1	16,26	70,16	0,339	2,771	0,292	0,61
2	16,26	64,29	0,433	2,076	0,292	0,69
3	16,26	59,47	0,507	1,695	0,292	0,75
4	16,26	55,26	0,569	1,442	0,292	0,80
5	16,26	51,79	0,618	1,27	0,292	0,84
6	16,26	48,26	0,665	1,121	0,292	0,88
7	16,26	44,95	0,707	0,998	0,292	0,91
8	16,26	41,83	0,745	0,895	0,292	0,93
9	16,26	38,85	0,778	0,805	0,292	0,96
10	16,26	35,99	0,809	0,726	0,292	0,98
11	16,26	33,23	0,836	0,655	0,292	0,99
12	16,26	30,56	0,861	0,59	0,292	1,01
13	16,26	27,96	0,883	0,531	0,292	1,01
14	16,26	25,42	0,903	0,475	0,292	1,02
15	16,26	22,93	0,921	0,423	0,292	1,03
16	16,26	20,48	0,936	0,373	0,292	1,03
17	16,26	18,08	0,951	0,326	0,292	1,04
18	16,26	15,71	0,962	0,281	0,292	1,04
19	16,26	13,36	0,972	0,237	0,292	1,04
20	16,26	11,04	0,981	0,195	0,292	1,04
21	16,26	8,74	0,988	0,153	0,292	1,03
22	16,26	6,57	0,993	0,115	0,292	1,03
23	16,26	4,17	0,997	0,073	0,292	1,03
24	16,26	1,89	0,999	0,032	0,292	1,02
25	16,26	0,82	0,991	0,014	0,292	1,99

Tabel 4.7.
Tabulasi Perhitungan Faktor Keamanan Dengan Metode Bishop

Irisan	b (m)	R	xi	h (m)	α	$\sin \alpha$	$\tan \theta$	W (kN)
1	0,55	13,884	13,06	0,76	70,16	0,941	0,292	7,524
2	0,55	13,884	12,51	2,03	64,29	0,901	0,292	20,097
3	0,55	13,884	11,96	3,11	59,47	0,861	0,292	30,789
4	0,55	13,884	11,41	4,01	55,26	0,821	0,292	39,699
5	0,55	13,884	10,91	4,71	51,79	0,785	0,292	46,629
6	0,55	13,884	10,36	5,40	48,26	0,746	0,292	53,46
7	0,55	13,884	9,81	5,97	44,95	0,706	0,292	59,103
8	0,55	13,884	9,26	6,22	41,83	0,666	0,292	61,578
9	0,55	13,884	8,71	6,14	38,85	0,627	0,292	60,786
10	0,55	13,884	8,16	5,99	35,99	0,587	0,292	59,301
11	0,55	13,884	7,61	5,84	33,23	0,548	0,292	57,816
12	0,55	13,884	7,06	5,62	30,56	0,508	0,292	55,638
13	0,55	13,884	6,51	5,36	27,96	0,568	0,292	53,064
14	0,55	13,884	5,96	5,08	25,42	0,429	0,292	50,292
15	0,55	13,884	5,41	4,77	22,93	0,389	0,292	47,223
16	0,55	13,884	4,86	4,43	20,48	0,349	0,292	43,857
17	0,55	13,884	4,31	4,07	18,08	0,31	0,292	40,293
18	0,55	13,884	3,76	3,67	15,71	0,271	0,292	36,333
19	0,55	13,884	3,21	3,27	13,36	0,231	0,292	32,373
20	0,55	13,884	2,66	2,83	11,04	0,191	0,292	28,017
21	0,55	13,884	2,11	2,37	8,74	0,151	0,292	23,463
22	0,55	13,884	1,56	1,91	6,57	0,114	0,292	18,909
23	0,55	13,884	1,01	1,40	4,17	0,072	0,292	13,86
24	0,55	13,884	0,46	0,83	1,89	0,032	0,292	8,217
25	0,55	13,884	0,20	0,30	0,82	0,014	0,292	3,069

Tabel 4.8.
Hasil Perhitungan Faktor Keamanan Dengan Metode Bishop

RM	DM
$\{ c.b + (w - ub) \tan \theta \} / 1/M_i$	$\Sigma W \sin \alpha$
28,53	7,08
27,56	18,11
27,17	26,51
26,93	32,59
26,79	36,60
26,74	39,88
26,68	41,72
26,27	41,01
25,58	38,11
28,87	34,81
24,87	31,68
24,29	28,26
23,68	30,14
23,09	21,57
22,55	18,36
22,01	15,30
21,51	12,49
20,98	9,84
20,49	7,47
20,02	5,35
19,50	3,54
19,01	2,15
18,52	0,99
18,01	0,26
16,99	0,042
Jumlah	575,339
F Baru	1,141

Cara Perhitungan dengan contoh irisan 13

F awal diasumsikan bernilai 1

$$\begin{aligned} W_{13} &= b \times h \times Y \\ &= 0,55 \text{ m} \times 5,36 \text{ m} \times 18 \text{ kN/m}^3 \\ &= 53,06 \text{ kN/m} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} M_{i13} &= \cos \alpha \left(\frac{\cos \alpha (1 + \tan \phi \tan \alpha)}{F} \right) \\ &= 0,883 \left(\frac{0,883 (1 + 0,292 \cdot 0,531)}{1} \right) \\ &= 1,01 \end{aligned}$$

RM_{13} (*Resisting Moment*)

$$\begin{aligned} RM_{13} &= \frac{1}{M_i} \{ \{ c \cdot b + (W - u \cdot b) \} \\ &= \frac{1}{1,01} \{ 16,5 \text{ kN/m} + (53,06 \text{ kN/m} - 52,52 \text{ kN/m}^2 \cdot 0,55 \text{ m}) \} \\ &= \frac{1}{1,01} \{ 16,5 \text{ kN/m} + (53,06 \text{ kN/m} - 28,89 \text{ kN/m}) \} \\ &= \frac{1}{1,01} \{ 16,5 \text{ kN/m} + (53,06 \text{ kN/m} - 28,89 \text{ kN/m}) \} \\ &= 23,09 \end{aligned}$$

DM_{13} (*Driving Moment*)

$$\begin{aligned} DM_{13} &= W \sin \alpha \\ &= 53,06 \text{ kN/m} \cdot 0,568 \\ &= 30,140 \text{ kN/m} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} FK &= \frac{\Sigma RM}{\Sigma DM} \\ &= \frac{575,339}{503,94} \\ &= 1,14 \end{aligned}$$

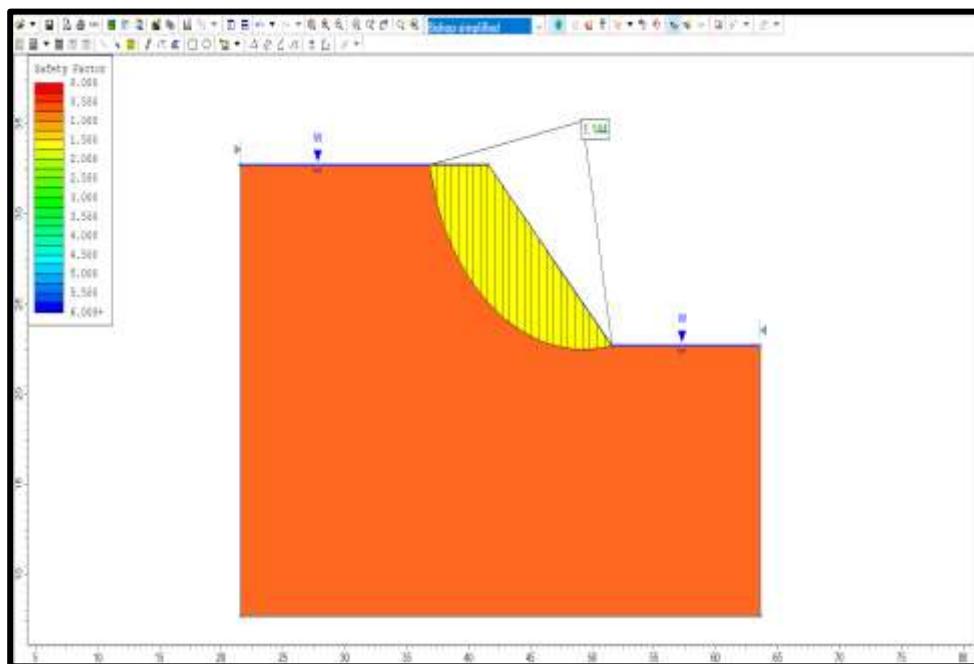
Perhitungan dan tabulasi Tabel 4.7 dan Tabel 4.8 hanya menerangkan untuk penentuan FK pertama, sedangkan untuk mendapatkan hasil FK yang tepat dengan metode Bishop, harus menggunakan metode iterasi dengan menggantikan asumsi $F=1$ dengan $F=FK$ hingga didapatkan $FK - F \leq 0,001$. Hasil iterasi dapat dilihat pada Tabel 4.9.

Dari hasil perhitungan faktor keamanan secara manual menggunakan metode Bishop pada sebuah sisi kemiringan tanggul yang membentuk *single slope*

didapatkan nilai faktor keamanan sebesar 1,150. Hasil dari analisis menggunakan *software* Slide didapatkan nilai faktor keamanan 1,14 (Gambar 4.14). Terdapat selisih antara perhitungan FK manual dengan *software* akan tetapi selisih tersebut masih dapat ditoleransi dikarenakan FK manual dianggap benar saat selisih antara FK manual dan slide didapatkan $\leq 5\%$. Angka 5% hanya sebagai asumsi terendah yang digunakan dalam analisis dan tidak memiliki alasan khusus.

Tabel 4.9.
Angka Faktor Keamanan Hasil Iterasi

Iterasi	FK
0	1,141
1	1,143
2	1,145
3	1,148
4	1,149
5	1,150
6	1,150



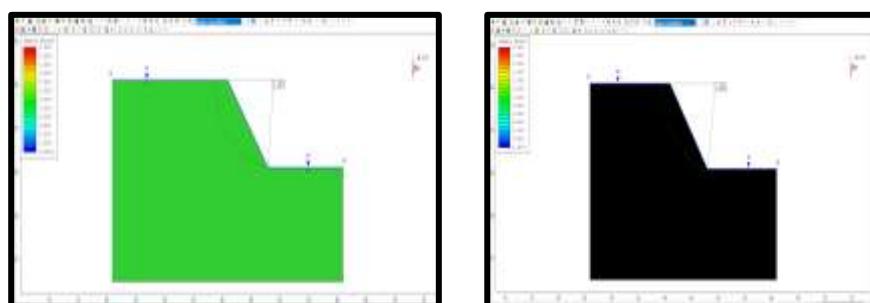
Gambar 4.14.
Hasil Analisis FK Menggunakan *Software* Slide

4.8. Hasil Analisis Geometri Lereng Tunggal (*Base Original*) dan Tanggul

Analisis dilakukan dengan menggunakan *software* minescape untuk melakukan *cross section* rancangan dengan peta situasi untuk tahapan pembuatan penampang sayatan dapat dilihat pada Lampiran E. Setelah itu, dilakukan analisis faktor keamanan dengan metode kesetimbangan batas menggunakan bantuan *software* slide. Tahapan analisis menggunakan *software* slide terdapat pada Lampiran F.

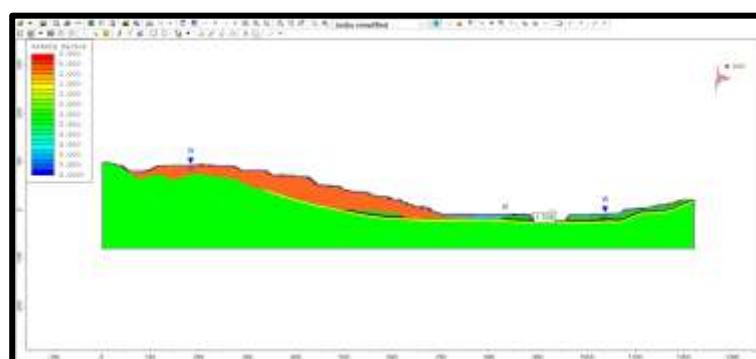
4.8.2. Hasil Analisis Lereng Tunggal (*Base Original*)

Analisis lereng tunggal dilakukan pada tinggi 10 m dengan variasi lebar 10 m, 15 m, 20 m, 25 m, 30 m, 35 m, 40 m, dan 45 m serta variasi kemiringan lereng yang berada di sebelah tenggara sebesar 25^0 , 30^0 , 35^0 , 40^0 , 45^0 , 50^0 , dan 55^0 . Analisis dilakukan pada single slope material penyusun lereng dan analisis *overall slope* pada *base original*. Hasil Analisis dapat dilihat pada Tabel 4.9. , Gambar 4.15, dan Gambar 4.16, serta Lampiran G.



Gambar 4.15.

Hasil Analisis Kestabilan Single Slope *Claystone* dan *Coal* Lereng Tunggal Lebar 45 m dan Kemiringan 55^0



Gambar 4.16.

Contoh Hasil Analisis Base Original Lebar 45 m dan Kemiringan 55^0

Tabel 4.9.
Hasil Analisis FK Lereng Tunggal

Lebar	Kemiringan	FK										FK Single Slope Base Claystone										FK Single Slope Base Coal									
		Bishop	Corps of	Corps of	GLE	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer	Bishop	Corps of	Corps of	GLE	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer	Bishop	Corps of	Corps of	GLE	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer			
		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius	Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius	Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius	Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius		
10 m	25°	2,26	2,27	2,30	2,27	2,13	2,23	2,27	2,41	2,27	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85			
	30°	2,16	2,20	2,26	2,17	1,98	2,10	2,19	2,29	2,18	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54			
	35°	1,58	1,58	1,59	1,58	1,48	1,56	1,58	1,87	1,58	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28			
	40°	1,66	1,70	1,73	1,67	1,50	1,59	2,72	1,91	1,67	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04			
	45°	1,50	1,59	1,63	1,53	1,33	1,42	1,53	1,81	1,54	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	1,93	1,81	1,59	1,71	1,85	2,15	1,83			
	50°	1,29	1,42	1,46	1,35	1,13	1,21	1,40	1,69	1,38	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62			
	55°	1,11	1,28	1,29	1,15	0,92	0,98	1,22	1,58	1,19	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41			
	60°	0,88	1,05	1,23	0,93	0,48	0,51	1,04	1,47	0,99	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19			
15 m	25°	2,62	2,66	2,70	2,63	2,40	2,55	2,64	2,67	2,64	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85			
	30°	2,17	2,23	2,29	2,19	1,97	2,10	2,21	2,29	2,20	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54			
	35°	1,88	1,94	1,99	1,90	1,68	1,80	1,93	2,05	1,91	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28			
	40°	1,68	1,75	1,80	1,70	1,49	1,59	1,73	1,91	1,71	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04			
	45°	1,49	1,58	1,63	1,52	1,31	1,40	1,55	1,79	1,53	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	1,93	1,81	1,59	1,71	1,85	2,15	1,83			
	50°	1,27	1,32	1,35	1,25	1,07	1,15	1,28	1,61	1,27	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62			
	55°	1,04	1,13	1,20	1,06	0,87	0,93	1,11	1,53	1,08	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41			
	60°	0,87	1,01	1,07	0,91	0,72	0,76	0,98	1,46	0,97	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19			
20 m	25°	2,68	2,71	2,75	2,69	2,47	2,62	2,70	2,72	2,70	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85			
	30°	2,41	2,46	2,52	2,42	2,21	2,35	2,44	2,48	2,43	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54			
	35°	1,98	2,06	2,13	2,01	1,76	1,91	2,03	2,10	2,01	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28			
	40°	2,00	2,05	2,10	2,02	1,81	1,92	2,04	2,14	2,03	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04			
	45°	1,86	1,90	1,94	1,86	1,67	1,79	1,89	2,04	1,88	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	1,93	1,81	1,71	1,59	1,85	2,15	1,83			
	50°	1,68	1,70	1,77	1,66	1,45	1,57	1,68	1,88	1,66	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62			
	55°	1,46	1,48	1,59	1,45	1,28	1,37	1,50	1,74	1,46	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41			
	60°	1,37	1,41	1,53	1,36	1,23	1,30	1,43	1,69	1,39	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19			

Lanjutan tabel 4.9.

Lebar	Kemiringan	FK								FK Single Slope Base Claystone								FK Single Slope Base Coal												
		Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer	Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer	Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer		
		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified
25 m	25°	2,70	2,73	2,78	2,71	2,48	2,63	2,72	2,73	2,71	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85		
	30°	2,39	2,44	2,50	2,41	2,19	2,33	2,42	2,46	2,41	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54		
	35°	2,10	2,19	2,24	2,16	1,98	2,09	2,17	2,26	2,16	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28		
	40°	2,00	2,04	2,09	2,01	1,94	2,67	2,03	2,14	2,02	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04		
	45°	1,83	1,87	1,93	1,84	1,63	1,74	1,85	2,00	1,85	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	1,93	1,81	1,59	1,71	1,85	2,15	1,83		
	50°	1,45	1,50	1,54	1,45	1,31	1,38	1,49	1,79	1,47	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62		
	55°	1,53	1,55	1,64	1,52	1,34	1,43	1,57	1,78	1,53	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41		
	60°	1,35	1,38	1,52	1,33	1,23	1,29	1,40	1,67	1,36	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19		
30 m	25°	2,36	2,36	2,38	2,37	2,23	2,34	2,36	2,48	2,37	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85		
	30°	2,37	2,42	2,46	2,39	2,18	2,31	2,40	2,45	2,39	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54		
	35°	2,14	2,19	2,24	2,16	1,98	2,09	2,17	2,26	2,16	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28		
	40°	1,99	2,03	2,08	2,00	1,79	1,90	2,02	2,12	2,01	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04		
	45°	1,80	1,84	1,90	1,81	1,62	1,72	1,82	1,98	1,82	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	1,93	1,81	1,59	1,71	1,85	2,15	1,83		
	50°	1,67	1,71	1,78	1,67	1,50	1,59	1,69	1,88	1,68	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62		
	55°	1,39	1,37	1,42	1,38	1,27	1,34	1,38	1,67	1,37	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41		
	60°	1,36	1,36	1,53	1,34	1,19	1,27	1,41	1,66	1,36	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19		
35 m	25°	2,34	2,35	2,41	2,33	2,16	2,29	2,34	2,37	2,34	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85		
	30°	2,35	2,39	2,44	2,37	2,15	2,29	2,38	2,42	2,37	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54		
	35°	2,16	2,21	2,26	2,17	1,99	2,10	2,19	2,26	2,18	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28		
	40°	1,97	2,01	2,06	1,98	1,82	1,91	2,00	2,14	1,99	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04		
	45°	1,80	1,84	1,89	1,80	1,60	1,71	1,82	1,98	1,82	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	s	1,81	1,59	1,71	1,85	2,15	1,83		
	50°	1,64	1,67	1,75	1,65	1,48	1,57	1,66	1,85	1,65	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62		
	55°	1,46	1,49	1,59	1,45	1,29	1,37	1,50	1,71	1,49	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41		
	60°	1,34	1,36	1,48	1,32	1,17	1,25	1,39	1,64	1,34	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19		

Lanjutan tabel 4.9.

Lebar	Kemiringan	FK								FK Single Slope Base Claystone								FK Single Slope Base Coal											
		Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafath	Ordinary	Spencer	Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafath	Ordinary	Spencer	Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafath	Ordinary	Spencer	
		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected		Fellenius		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected		Fellenius		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected		Fellenius		
40 m	25°	2,35	2,38	2,44	2,33	2,10	2,25	2,33	2,35	2,34	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85	
	30°	2,36	2,41	2,47	2,37	2,17	2,30	2,39	2,43	2,38	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54
	35°	2,14	2,19	2,24	2,16	1,95	2,08	2,17	2,25	2,16	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28	
	40°	1,96	2,00	2,04	1,97	1,77	1,90	1,99	2,10	1,98	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04	
	45°	1,81	1,85	1,90	1,82	1,63	1,74	1,83	1,98	1,82	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	1,93	1,81	1,59	1,71	1,85	2,15	1,83	
	50°	1,64	1,69	1,75	1,65	1,48	1,57	1,67	1,86	1,66	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62	
	55°	1,48	1,51	1,58	1,47	1,30	1,39	1,51	1,72	1,49	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41	
	60°	1,38	1,40	1,53	1,35	1,19	1,27	1,41	1,66	1,37	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19	
45 m	25°	2,69	2,69	2,73	2,67	2,45	2,60	2,68	2,69	2,68	2,69	2,75	2,81	2,68	2,35	2,55	2,69	2,64	2,69	2,85	2,92	2,98	2,83	2,48	2,68	2,85	2,82	2,85	
	30°	2,35	2,39	2,44	2,36	2,13	2,27	2,38	2,41	2,37	2,48	2,53	2,60	2,47	2,17	2,34	2,48	2,50	2,47	2,53	2,61	2,68	2,53	2,21	2,39	2,55	2,62	2,54	
	35°	2,11	2,16	2,21	2,13	1,92	2,05	2,14	2,23	2,13	2,29	2,34	2,40	2,28	2,02	2,18	2,30	2,37	2,29	2,28	2,34	2,41	2,26	1,98	2,13	2,30	2,43	2,28	
	40°	1,95	1,99	2,04	1,96	1,75	1,87	1,98	2,09	1,97	2,13	2,17	2,23	2,11	1,89	2,03	2,14	2,26	2,12	2,04	2,11	2,17	2,03	1,78	1,92	2,06	2,28	2,04	
	45°	1,77	1,81	1,87	1,78	1,58	1,68	1,80	1,95	1,78	1,98	2,01	2,06	1,95	1,75	1,88	1,97	2,16	1,97	1,82	1,89	1,93	1,81	1,59	1,71	1,85	2,15	1,83	
	50°	1,63	1,67	1,74	1,63	1,47	1,56	1,65	1,84	1,64	1,83	1,85	1,91	1,80	1,65	1,78	1,81	2,05	1,82	1,62	1,68	1,72	1,60	1,40	1,50	1,64	2,04	1,62	
	55°	1,51	1,54	1,63	1,50	1,33	1,42	1,54	1,75	1,51	1,70	1,71	1,79	1,65	1,49	1,60	1,69	1,94	1,66	1,42	1,47	1,57	1,39	1,22	1,30	1,45	1,92	1,41	
	60°	1,36	1,38	1,52	1,33	1,17	1,24	1,38	1,64	1,35	1,54	1,55	1,66	1,48	1,37	1,46	1,53	1,85	1,50	1,21	1,26	1,35	1,14	0,93	0,99	1,25	1,82	1,19	

= FK dibawah nilai kriteria ambang batas

= Geometri lereng tunggal yang digunakan

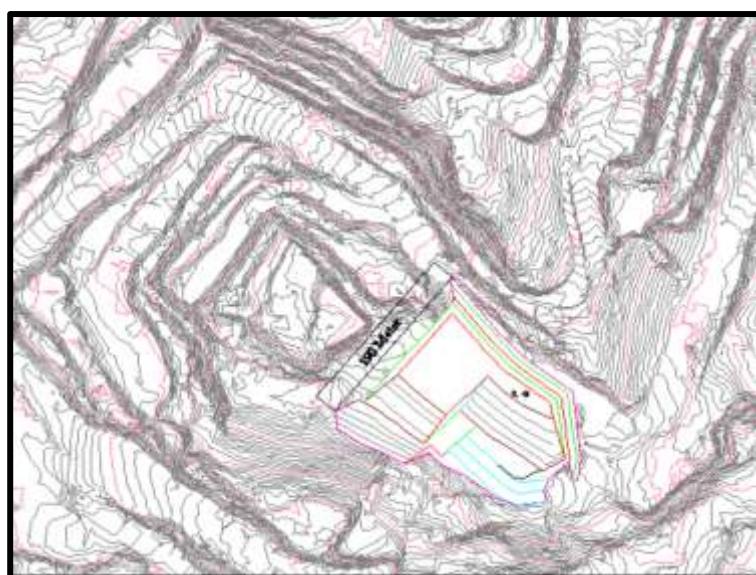
= FK diatas nilai kriteria ambang batas

4.8.3. Dimensi Tanggul

Dimensi tanggul yang dianalisis berupa panjang, tinggi, lebar dan kemiringan tanggul. Dalam menentukan dimensi tanggul terdapat beberapa hal yang diperhatikan seperti kondisi daerah penelitian, material yang digunakan, dan analisis mengenai stabilitas keamanannya. Analisis dalam penentuan dimensi tanggul baik pada lebar, tinggi, dan kemiringan ditentukan dengan *analisis single slope material pembuatan tanggul (solid clay)*. Selanjutnya, dilakukan analisis secara keseluruhan (*overall slope*) pada tanggul beserta lereng tunggal (*base original*) sebagai landasan tanggul. Analisis *overall slope* dilakukan baik pada kemiringan tanggul yang mengarah ke *pit* penambangan maupun kemiringan tanggul yang mengarah ke *sump*.

4.8.3.1. Panjang Tanggul

Penentuan panjang tanggul didasarkan pada panjangnya area pit penambangan (Gambar 4.17) pada kegiatan *finishing* di daerah *sump* meranti yaitu sebesar 190 m.

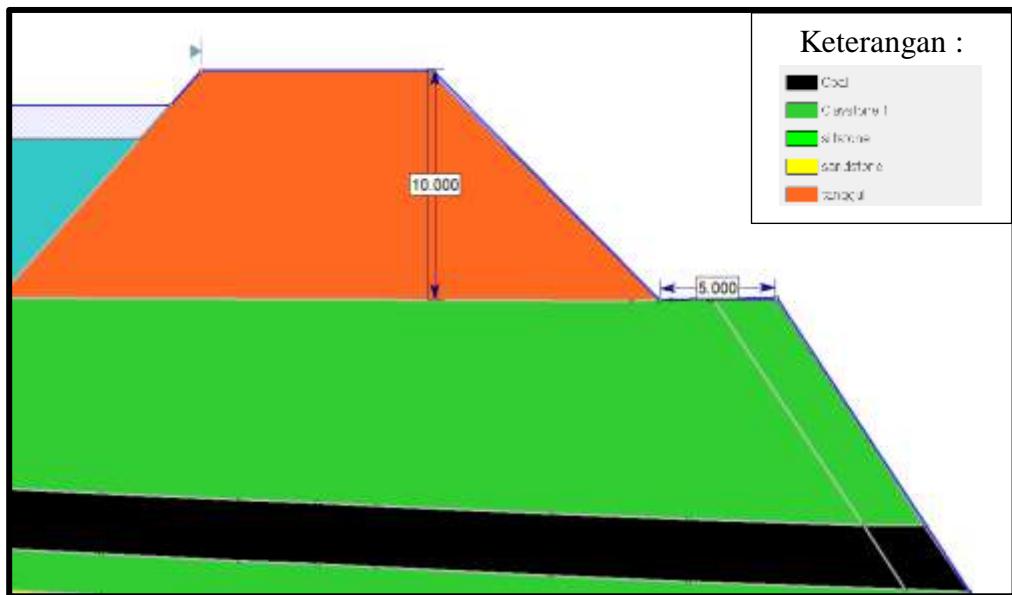


Gambar 4.16.
Skema Panjang Tanggul

4.8.3.2. Tinggi Tanggul

Tinggi tanggul yang dianalisis dengan ketinggian 10 m dan 15 m. Hasil analisis mengenai tanggul dapat dilihat dari Tabel 4.10. Dari hasil analisa

mengenai nilai faktor keamanan yang didapatkan dan dengan pertimbangan kondisi lapangan maka tinggi tanggul yang ditentukan adalah tanggul dengan tinggi 10 m (Gambar 4.17).



Gambar 4.17.
Tinggi Tanggul

4.8.3.3. Lebar dan Kemiringan Tanggul

Lebar tanggul dianalisis dari 10 m, 15 m, 20 m, dan 25 m. Selanjutnya kemiringan tanggul yang dilakukan simulasi mengenai sudut kemiringan hanya dilakukan pada kemiringan tanggul yang berada di sebelah tenggara dengan sudut kemiringan bervariasi yaitu 25° , 30° , 35° , 40° , dan 45° sedangkan untuk tanggul yang berada pada sisi barat laut dikarenakan mengarah ke *sump* jadi untuk sudut kemiringan mengacu pada *angle of repose* material dari tanggul. Material dari tanggul adalah menggunakan material timbunan dengan jenis tanah *solid clay* material tersebut mempunyai *angle of repose* sebesar 45° . Hasil Analisis dapat dilihat pada Tabel 4.10. Pada analisis *single slope* material tanggul dengan tinggi 10 m sedangkan analisis *single slope* material tanggul dengan tinggi 15 m dapat dilihat pada Tabel 4.11. Selanjutnya hasil analisis *overall slope* antara lereng tunggal dengan tanggul tinggi 10 m terdapat pada Tabel 4.12 dan hasil analisis *overall slope* dengan tinggi tanggul 15 m terdapat pada Tabel 4.13, serta Lampiran G.

Tabel 4.10.
Analisis Single Slope Material Tanggul Tinggi 10 m

Lebar	Kemiringan	FK Barrier								
		Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer
		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected		Fellenius	
10 m	25°	1,43	1,49	1,56	1,43	1,28	1,38	1,47	1,41	1,43
	30°	1,34	1,40	1,46	1,34	1,21	1,31	1,37	1,34	1,34
	35°	1,24	1,30	1,35	1,24	1,16	1,25	1,28	1,29	1,25
	40°	1,17	1,21	1,27	1,17	1,11	1,19	1,18	1,23	1,17
	45°	1,18	1,10	1,19	1,09	1,06	1,13	1,08	1,09	1,09
15 m	25°	1,43	1,49	1,56	1,43	1,28	1,38	1,47	1,41	1,43
	30°	1,34	1,40	1,46	1,34	1,21	1,31	1,37	1,34	1,34
	35°	1,24	1,30	1,35	1,24	1,16	1,25	1,28	1,29	1,25
	40°	1,17	1,21	1,27	1,17	1,11	1,19	1,18	1,23	1,17
	45°	1,18	1,10	1,19	1,09	1,06	1,13	1,08	1,09	1,09
20 m	25°	1,43	1,49	1,56	1,43	1,28	1,38	1,47	1,41	1,43
	30°	1,34	1,40	1,46	1,34	1,21	1,31	1,37	1,34	1,34
	35°	1,24	1,30	1,35	1,24	1,16	1,25	1,28	1,29	1,25
	40°	1,17	1,21	1,27	1,17	1,11	1,19	1,18	1,23	1,17
	45°	1,18	1,10	1,19	1,09	1,06	1,13	1,08	1,09	1,09
25 m	25°	1,43	1,49	1,56	1,43	1,28	1,38	1,47	1,41	1,43
	30°	1,34	1,40	1,46	1,34	1,21	1,31	1,37	1,34	1,34
	35°	1,24	1,30	1,35	1,24	1,16	1,25	1,28	1,29	1,25
	40°	1,17	1,21	1,27	1,17	1,11	1,19	1,18	1,23	1,17
	45°	1,18	1,10	1,19	1,09	1,06	1,13	1,08	1,09	1,09

Tabel 4.11.
Analisis Single Slope Material Tanggul Tinggi 15 m

Lebar	Kemiringan	FK Barrier								
		Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer
		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected		Fellenius	
10 m	25°	1,09	1,12	1,16	1,08	0,96	1,04	1,11	1,08	1,09
	30°	0,99	1,03	1,07	0,99	0,89	0,96	1,02	1,019	0,99
	35°	0,91	0,95	0,99	0,91	0,83	0,90	0,94	0,96	0,91
	40°	0,84	0,87	0,91	0,84	0,78	0,84	0,87	0,91	0,84
	45°	0,78	0,81	0,85	0,78	0,74	0,79	0,78	0,87	0,78
15 m	25°	1,09	1,12	1,16	1,08	0,96	1,04	1,11	1,08	1,09
	30°	0,99	1,03	1,07	0,99	0,89	0,96	1,02	1,019	0,99
	35°	0,91	0,95	0,99	0,91	0,83	0,90	0,94	0,96	0,91
	40°	0,84	0,87	0,91	0,84	0,78	0,84	0,87	0,91	0,84
	45°	0,78	0,81	0,85	0,78	0,74	0,79	0,78	0,87	0,78
20 m	25°	1,09	1,12	1,16	1,08	0,96	1,04	1,11	1,08	1,09
	30°	0,99	1,03	1,07	0,99	0,89	0,96	1,02	1,019	0,99
	35°	0,91	0,95	0,99	0,91	0,83	0,90	0,94	0,96	0,91
	40°	0,84	0,87	0,91	0,84	0,78	0,84	0,87	0,91	0,84
	45°	0,78	0,81	0,85	0,78	0,74	0,79	0,78	0,87	0,78
25 m	25°	1,09	1,12	1,16	1,08	0,96	1,04	1,11	1,08	1,09
	30°	0,99	1,03	1,07	0,99	0,89	0,96	1,02	1,019	0,99
	35°	0,91	0,95	0,99	0,91	0,83	0,90	0,94	0,96	0,91
	40°	0,84	0,87	0,91	0,84	0,78	0,84	0,87	0,91	0,84
	45°	0,78	0,81	0,85	0,78	0,74	0,79	0,78	0,87	0,78

Tabel 4.12.
Hasil Analisis *Overall Slope* Tinggi Tanggul 10 m

Lebar	Kemiringan	FK Overall Slope to Pit									FK Overall FK Overall Slope to Mud									Potensi Loss coal (m ³)
		Bishop		Corps of Engineers		GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafiat	Ordinary	Spencer	Bishop		Corps of Engineers		GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafiat	Ordinary
		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius	Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius					
10 m	25°	0,98	1,06	1,12	0,99	0,82	0,87	1,04	1,37	1,01	3,47	4,41	3,62	3,46	3,12	3,33	3,91	3,38	3,46	36.730,97
	30°	1,02	1,11	1,18	1,02	0,73	0,78	1,10	1,31	1,06	4,73	5,31	4,84	4,72	4,30	4,58	4,98	4,51	4,72	33.479,21
	35°	1,00	1,05	1,70	0,99	0,61	0,66	1,05	1,22	1,03	1,73	5,38	4,86	4,72	4,30	4,58	5,01	4,51	4,72	32.203,09
	40°	0,96	1,01	1,09	0,98	0,60	0,64	1,00	1,18	1,01	4,73	5,36	4,87	4,72	4,30	4,58	4,98	4,52	3,72	30.604,57
	45°	0,93	0,99	1,04	0,97	0,88	0,92	0,96	1,16	0,98	3,43	3,34	3,59	3,42	3,10	3,30	3,86	3,35	3,42	30.061,09
15 m	25°	1,07	1,14	1,25	1,09	0,84	0,89	1,38	1,40	1,11	3,41	4,15	3,56	3,40	3,09	3,29	3,76	3,33	3,40	37.522,64
	30°	1,06	1,14	1,20	1,07	0,84	0,89	1,11	1,32	1,10	3,41	4,15	3,56	3,40	3,91	3,29	3,76	3,33	3,40	36.314,56
	35°	1,05	1,13	1,18	1,06	0,86	0,91	1,10	1,26	1,11	3,41	4,18	3,56	3,40	3,09	3,29	3,77	3,33	3,40	34.740,83
	40°	0,97	1,03	1,07	1,00	0,72	0,76	1,01	1,19	1,01	3,41	4,15	3,56	3,40	3,09	3,29	3,76	3,33	3,40	32.866,94
	45°	0,95	1,01	1,06	0,99	0,89	0,94	0,98	1,18	1,00	3,41	4,15	3,56	3,40	3,09	3,29	3,76	3,33	3,40	32.846,20
20 m	25°	1,99	2,02	2,01	1,94	2,00	2,02	2,02	2,01	4,73	5,39	4,86	4,72	4,30	4,58	5,01	4,51	4,72	40.504,15	
	30°	1,74	1,78	1,82	1,74	1,65	1,77	1,76	1,69	1,74	4,73	5,39	4,86	4,72	4,30	4,58	5,01	4,15	4,72	39.123,38
	35°	1,65	1,67	1,71	1,64	1,58	1,68	1,67	1,61	1,64	3,43	4,13	3,59	3,42	3,0	3,30	3,76	3,35	3,42	37.641,30
	40°	1,60	1,62	1,66	1,60	1,55	1,64	1,62	1,58	1,60	4,68	5,34	4,80	4,67	4,25	4,53	4,95	4,44	4,67	36.489,84
	45°	1,55	1,55	1,63	1,55	1,52	1,61	1,55	1,52	1,55	4,73	5,52	1,37	4,73	4,30	4,58	5,04	4,52	4,73	36.387,84
25 m	25°	1,96	1,99	1,99	1,98	1,91	1,97	1,99	1,97	1,99	4,74	5,46	4,85	4,73	4,30	4,58	5,03	4,51	4,73	41.839,98
	30°	1,86	1,90	1,91	1,89	1,81	1,87	1,90	1,87	1,89	4,73	5,05	4,86	4,72	4,30	4,58	4,97	4,51	4,27	40.199,25
	35°	1,78	1,82	1,82	1,81	1,72	1,78	1,82	1,79	1,82	4,74	5,44	4,86	4,74	4,30	4,58	5,02	4,51	4,74	38.931,81
	40°	1,60	1,62	1,67	1,60	1,55	1,64	1,63	1,57	1,60	4,73	5,05	4,86	4,72	4,30	4,58	4,97	4,51	4,72	37.343,18
	45°	1,58	1,62	1,67	1,58	1,54	1,64	1,69	1,56	1,58	4,73	4,99	4,87	4,72	4,30	4,58	4,91	4,52	4,72	37.129,60

Keterangan :

= FK dibawah nilai kriteria ambang batas

= Geometri lereng tunggal yang digunakan

= FK diatas nilai kriteria ambang batas

Tabel 4.13.
Hasil Analisis *Overall Slope* Tinggi Tanggul 15 m

Lebar	Kemiringan	FK Overall Slope to Pit									FK Overall FK Overall Slope to Mud									Potensi Loss coal (m ³)
		Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer	Bishop	Corps of	Corps of	GLE/	Janbu	Janbu	Lowe-Karafith	Ordinary	Spencer	
		Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius			Simplified	Engineers #1	Engineers #2	M.Price	Simplified	Corrected	Fellenius			
10 m	25°	1,07	1,15	1,15	1,10	0,96	1,01	1,14	1,26	1,11	1,75	1,80	1,84	1,75	1,68	1,78	1,78	1,70	1,74	43.706,60
	30°	0,99	1,04	1,05	1,03	0,85	0,90	1,03	1,15	1,04	1,25	1,35	1,32	1,25	1,13	1,21	1,29	1,29	1,25	41.553,85
	35°	0,89	0,95	0,98	0,94	0,84	0,88	0,95	1,07	0,94	1,25	1,34	1,32	1,25	1,13	1,21	1,29	1,29	1,25	41.244,61
	40°	0,81	0,89	0,94	0,87	0,76	0,80	0,88	1,00	0,88	1,24	1,32	1,32	1,23	1,13	1,21	1,28	1,28	1,24	39.252,19
	45°	0,76	0,80	0,84	0,78	0,70	0,74	0,80	0,87	0,77	1,23	1,32	1,31	1,23	1,13	1,20	1,26	1,28	1,23	34.658,05
15 m	25°	0,97	1,05	1,14	1,00	0,81	0,86	1,10	1,22	1,01	1,30	1,39	1,38	1,29	1,18	1,26	1,34	1,34	1,30	45.389,24
	30°	0,96	1,04	1,08	0,99	0,60	0,64	1,05	1,17	1,06	1,30	1,39	1,38	1,29	1,18	1,26	1,34	1,34	1,30	43.151,31
	35°	0,91	0,97	0,99	0,96	0,86	0,90	0,97	1,08	1,00	1,30	1,39	1,38	1,29	1,18	1,26	1,31	1,34	1,29	40.738,46
	40°	0,84	0,88	0,91	0,86	0,79	0,83	0,87	0,93	0,85	1,30	1,39	1,38	1,29	1,18	1,26	1,33	1,34	1,29	39.020,50
	45°	0,80	0,81	0,85	0,80	0,73	0,77	0,82	0,89	0,80	1,30	1,39	1,38	1,29	1,18	1,26	1,34	1,34	1,29	37.614,17
20 m	25°	1,66	1,68	1,70	1,66	1,56	1,66	1,67	1,60	1,66	1,75	1,80	1,84	1,75	1,68	1,78	1,75	1,71	1,75	49.054,71
	30°	1,51	1,53	1,56	1,51	1,41	1,50	1,53	1,45	1,51	1,75	1,80	1,84	1,75	1,68	1,78	1,75	1,71	1,75	46.221,43
	35°	1,36	1,37	1,39	1,35	1,28	1,36	1,37	1,31	1,35	1,75	1,78	1,84	1,75	1,68	1,78	1,79	1,71	1,75	43.432,53
	40°	1,25	1,26	1,29	1,24	1,19	1,26	1,26	1,21	1,24	1,75	1,78	1,84	1,75	1,68	1,78	1,75	1,71	1,75	41.391,65
	45°	1,15	1,16	1,20	1,15	1,11	1,18	1,16	1,13	1,15	1,75	1,80	1,84	1,75	1,68	1,78	1,78	1,71	1,74	40.050,95
25 m	25°	1,67	1,68	1,70	1,66	1,57	1,66	1,67	1,61	1,66	1,75	1,80	1,84	1,74	1,68	1,78	1,79	1,70	1,74	51.463,24
	30°	1,49	1,51	1,53	1,49	1,40	1,49	1,50	1,44	1,49	1,75	1,80	1,84	1,74	1,68	1,78	1,79	1,70	1,74	48.532,94
	35°	1,36	1,37	1,39	1,35	1,29	1,37	1,37	1,32	1,35	1,75	1,78	1,84	1,75	1,68	1,78	1,78	1,70	1,74	45.170,77
	40°	1,24	1,26	1,29	1,24	1,18	1,26	1,25	1,20	1,24	1,75	1,78	1,84	1,75	1,68	1,78	1,78	1,70	1,74	44.064,49
	45°	1,15	1,17	1,20	1,15	1,11	1,18	1,17	1,12	1,15	1,75	1,80	1,84	1,75	1,68	1,78	1,78	1,71	1,75	42.514,66

Keterangan :

 = FK dibawah nilai kriteria ambang batas

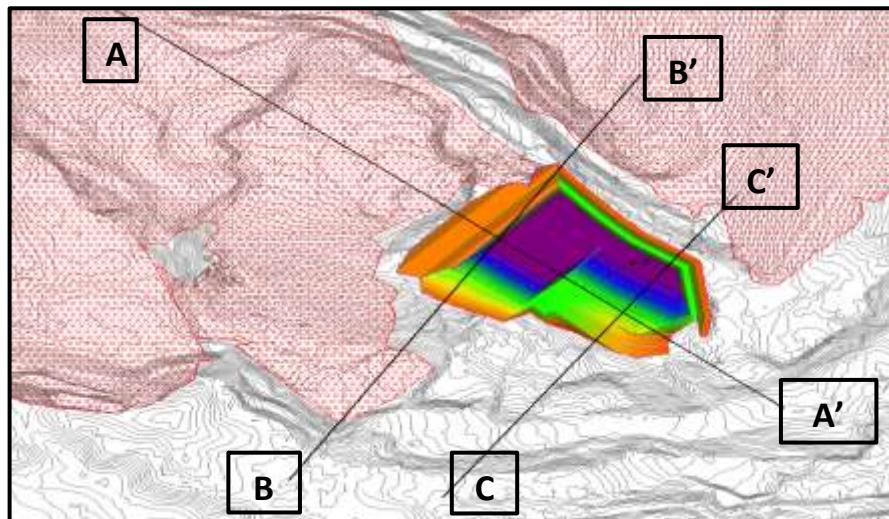
 = Geometri lereng tunggal yang digunakan

 = FK diatas nilai kriteria ambang batas

Dari hasil analisis dan pertimbangan keamanan berjalannya operasional penambangan lebar tanggul yang digunakan adalah sebesar 20 m dengan kemiringan 45^0 . Tanggul tersebut berlandaskan sebuah lereng tunggal dengan lebar 45 meter dan kemiringan 55^0 .

4.9. Analisis Hasil Akhir Desain Penambangan

Hasil akhir desain penambangan dengan menggunakan tanggul di atas lereng tunggal dianalisis dari segi geoteknik untuk mengetahui kestabilan lereng desain penambangan. Hasil dari analisis pada sayatan A, sayatan B, dan sayatan C di desain penambangan di daerah *sump* meranti (Gambar 4.18) dapat dilihat pada Tabel 4.14 dan pada Lampiran G.



Gambar 4.18.
Desain Rancangan Penambangan Daerah *Sump* Meranti

Tabel 4.14.
Hasil Analisis Desain Penambangan Daerah *Sump* Meranti

Line	Bishop Simplified	Corps of Engineer #1	Corps of Engineer #2	GLE / M.Price	Janbu Simplified	Janbu Corected	Lowe Karafith	Ordinary Fellenius	Spencer	Remarks
Sayatan A (Pada Embankment to pit)	1,55	1,55	1,63	1,55	1,52	1,61	1,55	1,52	1,55	Stabil
Sayatan A (Pada Disposal)	1,45	1,44	1,44	1,45	1,41	1,46	1,44	1,42	1,45	Stabil
Sayatan B (Pada LW)	2,60	2,65	2,62	2,61	2,29	2,47	2,57	2,52	2,62	Stabil
Sayatan C (Pada HW)	1,29	1,35	1,40	1,28	1,10	1,17	1,31	1,75	1,29	Stabil
Sayatan C (Pada LW)	2,20	2,22	2,40	2,20	2,21	2,36	2,22	2,61	2,21	Stabil

BAB V

PEMBAHASAN

5.1. Penentuan Geometri Tanggul dan Lereng Tunggal Pada Area Penelitian

Nilai faktor keamanan akan digunakan sebagai indikator menentukan stabil atau tidaknya lereng dan tanggul, nilai faktor keamanan menggambarkan kondisi stabilitas dari setiap elemen model yang kita simulasi. Model lereng atau tanggul dikatakan aman apabila mempunyai nilai $FK > 1$. Analisis dilakukan dengan metode kesetimbangan batas diantaranya dengan metode *Ordinary Fellenius*, *Bishop Simplified*, *Janbu Simplified*, *Janbu Corrected*, *Spencer*, *Corps of Engineers #1*, *Corps of Engineers #2*, *Morgenstern and Price*, dan *Lowe Karafiath*. Dalam analisis dengan menggunakan semua metode agar dapat mendapatkan nilai FK dengan asumsi penggunaan kesetimbangan gaya dan kesetimbangan momen, serta gaya antar irisan yang berbeda.

Pada analisis juga dilakukan dengan keadaan jenuh air dikarenakan pada daerah tersebut tidak terdapat suatu *piezometer* untuk mengetahui kondisi air tanah sesuai dengan kondisi aslinya. Selain itu, pada kondisi jenuh air merupakan kondisi paling pesimis dari suatu analisis stabilitas lereng sehingga nilai FK yang didapatkan merupakan nilai FK yang pesimis. Kemudian, dengan pertimbangan kondisi lereng yang tidak selamanya jenuh disarankan untuk menambah *piezometer* agar mendapatkan data air tanah pada daerah tersebut agar dapat menganalisis lereng sesuai kondisi aslinya.

5.1.1. Penentuan Parameter Geoteknik

Parameter geoteknik yang digunakan adalah parameter geoteknik yang didapatkan dari hasil pengeboran inti, SPT (*Standart Penetration Test*), dan klasifikasi massa batuan permukaan dengan menggunakan metode RMR. Hasil dari pengeboran inti didapatkan nilai RQD (*Rock Quality Designation*) untuk klasifikasi RMR (*Rock Mass Rating*). Dalam melakukan pemetaan RMR menggunakan nilai RQD dari data lubang bor dikarenakan dalam melakukan

permodelan dan analisis lereng dianjurkan menggunakan material masukan dari litologi yang terdapat tepat pada lereng dan dalam kondisi belum terganggu. Selanjutnya, hasil pengeboran dilakukan pengujian untuk mendapatkan parameter baik secara fisik maupun mekanik batuan. Data pengujian yang digunakan adalah data pengujian yang dilakukan pada tahun 2019 oleh TMU. Parameter yang didapatkan dari hasil pengujian yang didapatkan diantaranya adalah bobot isi dan kuat tekan uniaksial yang digunakan sebagai data *properties* analisis. Kemudian, pada material timbunan dilakukan pengujian SPT untuk melakukan pendekatan dengan menggunakan grafik sehingga didapatkan nilai kohesi dan sudut gesek dalam.

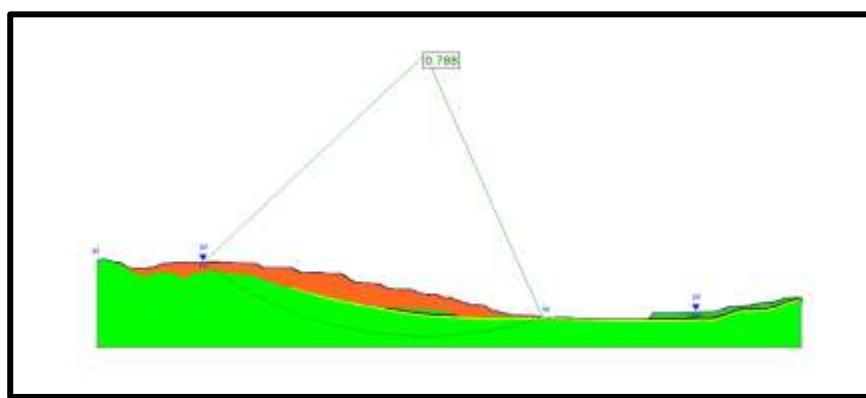
Klasifikasi massa batuan yang digunakan adalah klasifikasi massa batuan RMR. Massa batuan pada tiap litologi batuan penyusun lereng yaitu batuan *claystone*, *sandstone*, *siltstone*, dan *coal*. Semua parameter dalam klasifikasi massa batuan dilakukan dengan pengamatan langsung dan pemetaan mengenai orientasi serta spasi kekar. Pada litologi *coal* tidak dilakukan pemetaan orientasi bidang kekar dikarenakan kondisi jarak spasi kekarnya yang terlalu rapat dan berbentuk *blocky* sehingga sukar untuk dilakukan pemetaan orientasi kekar. Selanjutnya, berdasarkan hasil pemetaan geoteknik pada batuan tersebut dapat menentukan nilai dari kelas massa batuan. Nilai GSI dari setiap lapisan litologi dianggap sama. Hal tersebut dikarenakan keterbatasan dalam mengambil data kekar dan klasifikasi massa batuan disebabkan kondisi lereng yang akan dilakukan optimasi dalam keadaan belum tersingkap. Hal ini menyebabkan pengambilan data dilakukan pada area *highwall* yang berada di utara dengan arah lereng *Dip/Dip Direction* (52^0 / $N278^0E$). Pengambilan data dilakukan di area tersebut dikarenakan terdapat litologi yang sudah tersingkap dan karena masih pada area yang sama di lokasi penelitian maka dinilai dapat menginterpretasikan karakteristik batuan di area tersebut.

Hasil dari kelas massa batuan berupa nilai GSI tersebut dilakukan penggabungan dengan hasil pengujian sifat fisik dan sifat mekanik baik tanah maupun batuan sehingga didapatkan sebuah parameter yang akan digunakan dalam analisa kestabilan.

5.1.2. Analisis Penggunaan Tanggul

Terdapat beberapa simulasi mengenai perancangan penambangan dengan berbagai pertimbangan analisa geoteknik dan segi operasional sebagai berikut :

1. Seluruh lumpur yang berada pada *Sump Meranti* dilakukan pemuatan sehingga dapat menambang batubara yang menjadi target produksi tahunan di daerah penelitian yaitu sebesar 122.735 ton tanpa adanya kehilangan batubara (*loss coal*). Akan tetapi, terdapat beberapa pertimbangan untuk melakukan pemuatan semua lumpur diantaranya, seperti :
 - a. Sifat karakteristik lumpur berwujud zat cair maka apabila dengan memuat semua lumpur dengan panjang sump ± 387 m dan kedalaman 20 m tentunya memerlukan biaya operasional yang cukup besar dikarenakan membutuhkan banyak ritase untuk alat angkut sehingga dinilai tidak efektif.
 - b. Waktu yang dibutuhkan lama untuk memuat semua lumpur dikarenakan diperlukan pencampuran material timbunan pada lumpur dengan perbandingan 1:1 secara berlanjut sehingga dinilai tidak efisien.
 - c. Diperlukan adanya skema khusus atau standart operasional (SOP) pada saat melakukan pemuatan lumpur untuk keamanan berjalannya operasional. Hal tersebut dikarenakan pemuatan lumpur mempunyai resiko yang tinggi seperti pada saat pengangkutan lumpur terjadi penumpahan maka dapat menyebabkan kerusakan jalan tambang.



Gambar 5.1.
Analisis Lereng Disposal

- d. Hasil analisis pada Gambar 5.1. ditunjukkan bahwa disposal yang berada di barat laut daerah kajian mempunyai nilai faktor keamanan kurang dari satu (1)

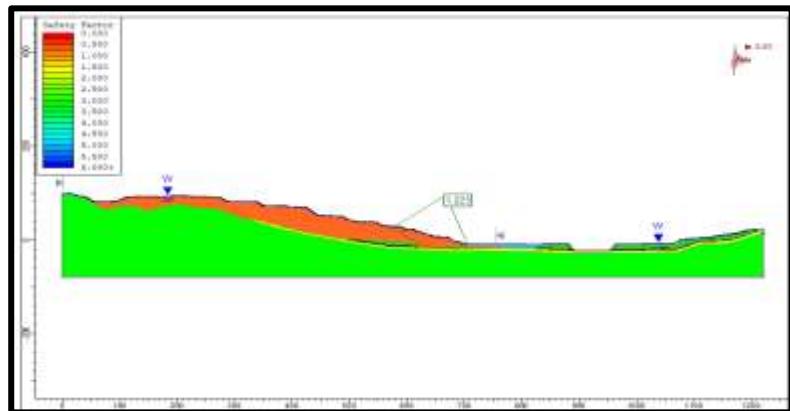
sehingga dapat dikatakan disposal tersebut tidak aman serta berpotensi terjadi longsor. Hal tersebut disebabkan adanya kehilangan gaya penahan (momen) dari lumpur yang dapat memberikan gaya penahan pada disposal tersebut.

2. Lumpur pada *sump* tidak dimuat semua dan membuat suatu lereng tunggal (*base original*) untuk mencegah lumpur masuk pada area yang penambangan. Hasil dari analisis stabilitas disposal menunjukkan stabil dan aman (Gambar 5.2.). Selanjutnya, dilakukan analisis lereng tunggal dilakukan pada lebar 10 m, 15 m, 20 m, 25 m, 30 m, 35 m, 40 m, dan 45 m dengan simulasi kemiringan lereng yang berada di sebelah tenggara sebesar $25^0, 30^0, 35^0, 40^0, 45^0, 50^0$, dan 55^0 . Simulasi mengenai kemiringan lereng tunggal yang berada di sebelah barat laut tidak dilakukan dikarenakan lereng tersebut bersebelahan dengan *sump* yang berisi lumpur dengan kemiringan tetap sebesar 38^0 . Hasil dari analisis dapat dilihat pada Tabel 4.9. dan Lampiran G. Hasil dari analisis yang telah dilakukan menunjukkan bahwa lereng tunggal (*base original*) yang telah diuji mempunyai nilai $FK > 1$, sehingga dapat dikatakan aman dan stabil. Akan tetapi, terdapat pertimbangan apabila hanya dengan menggunakan lereng tunggal pada RL -10 mdpl untuk mencegah masuknya lumpur dan air dari *sump* sebagai berikut :

 - a. Pada skema tersebut diperlukan pemuatan lumpur hingga kedalaman tujuh meter. Hal tersebut dikarenakan RL (*Request Level*) lumpur berada pada RL -3 mdpl sedangkan pembuatan lereng tunggal berada pada RL -10 mdpl menyesuaikan topografi daerah kajian.
 - b. Penggunaan skema tersebut terdapat kekhawatiran apabila dengan tingkat curah hujan yang tinggi tidak dapat menjamin bahwa sewaktu-waktu terdapat air yang melebihi elevasi lereng tunggal yang dirancang sehingga air tersebut dapat masuk ke area penambangan.

Dari analisis yang telah dilakukan berdasarkan beberapa pernyataan maka didapatkan skema untuk melakukan penambangan pada kegiatan *finishing* hingga mencapai RL -20 mdpl di daerah *sump* meranti dengan membuat semacam *embankment* atau tanggul diatas sebuah lereng tunggal. Lereng tunggal (*base original*) diperlukan sebagai tempat tanggul dikarenakan apabila membuat tanggul

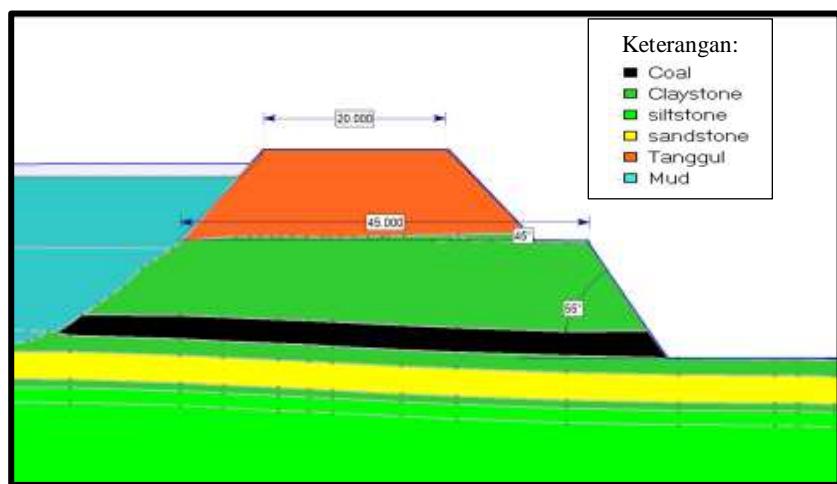
langsung pada lumpur maka pada kondisi aktualnya tidak terdapat jaminan *angle of repose* material ketika di *dump-ing* di daerah *sump*. Hal tersebut menyebabkan apabila tidak ada jaminan mengenai kemiringan tanggul yang berada pada lumpur mengakibatkan analisis stabilitas keamanan dari tanggul tersebut menjadi tidak akurat dan tidak dapat dipastikan keamanannya.



Gambar 5.2.
Analisis Disposal Dengan *Base Original*

5.1.3. Penentuan Geometri Lereng Tunggal (*Base Original*) dan Tanggul

Dari hasil analisis tanggul yang digunakan adalah tanggul dengan lebar 20 m dan dengan kemiringan 45^0 dibangun di atas lereng tunggal dengan lebar 45 m serta dengan kemiringan 55^0 . Hasil analisis terkait faktor keamanan dinyatakan stabil dan aman. Geometri tanggul beserta lereng tunggal yang ditentukan dapat dilihat pada Gambar 5.3.



Gambar 5.3.
Geometri Tanggul Beserta Lereng Tunggal

5.1.3.1. Geometri Lereng Tunggal (*Base Original*)

Geometri lereng tunggal yang ditentukan adalah lereng tunggal dengan lebar 45 m dengan kemiringan 55^0 . Penentuan lereng tunggal dengan lebar 45 m disesuaikan dengan lereng tunggal tersebut yang akan digunakan sebagai landasan tanggul selebar 40 m berdasarkan penentuan geometri tanggul dan adanya lebar lereng sebesar 5 m sesuai ketentuan pembentukan lereng dengan minimal perbandingan tinggi dan lebar lereng 2:1. Kemudian, dalam penentuan kemiringan berdasarkan dari hasil analisis pada Tabel 4.9 *single slope* kemiringan maksimal lereng yang didapatkan adalah 55^0 . Hal tersebut dapat dilihat dari hasil analisis pada kemiringan 60^0 pada material *coal* ditemukan nilai $FK < 1$ pada metode Janbu *Simplified* dan Janbu *Corected*.

5.1.3.2. Geometri Tanggul

Geometri tanggul yang digunakan adalah tanggul dengan lebar 20 m dan tinggi 10 m serta kemiringan 45^0 dengan panjang tanggul sebesar 190 m. Panjang tanggul tersebut tersebut menyesuaikan panjang *pit* penambangan di lokasi penelitian.

5.1.3.2.1. Tinggi Tanggul

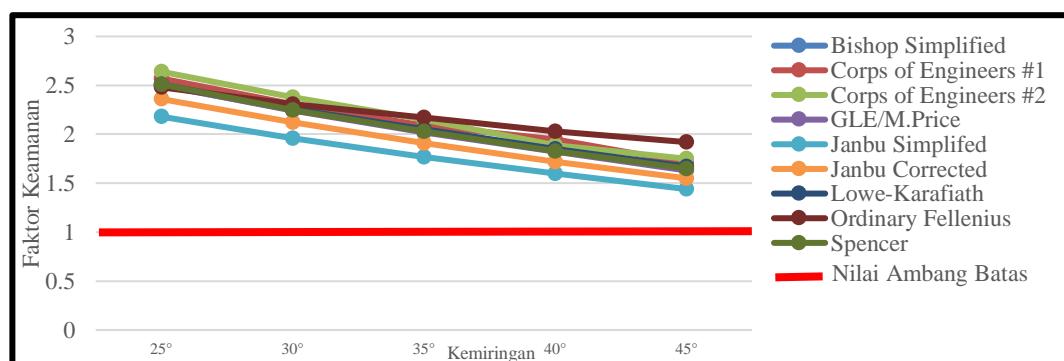
Hasil analisis tanggul dengan tinggi 10 m dan tinggi 15 m didapatkan tinggi tanggul yang ditentukan adalah 10 m. Penentuan tinggi tanggul tersebut direncanakan dibangun dari elevasi -10 mdpl sampai pada elevasi 0 mdpl. Penentuan tinggi tanggul dilandasi dengan lereng tunggal yang digunakan sebagai landasan tanggul berada pada RL -10 mdpl berdasarkan lumpur yang berada pada RL -3 mdpl dan asumsi air pada *sump* mencapai RL -2 mdpl. Dengan demikian, untuk mengantisipasi adanya luapan air yang dapat memasuki area penambangan maka tinggi tanggul dibuat hingga berada RL 0 mdpl dengan tanggul tersebut mempunyai tinggi 10 m. Selain itu, dari hasil analisis yang dapat dilihat pada Tabel 4.10. nilai faktor keamanan pada *single slope* tanggul dengan tinggi 15 m berada dibawah kriteria ambang batas nilai faktor keamanan yaitu $FK < 1$ yang menandakan bahwa tanggul dengan tinggi 15 m tidak aman dan tidak dapat diterapkan.

5.1.3.2.2. Kemiringan Tanggul

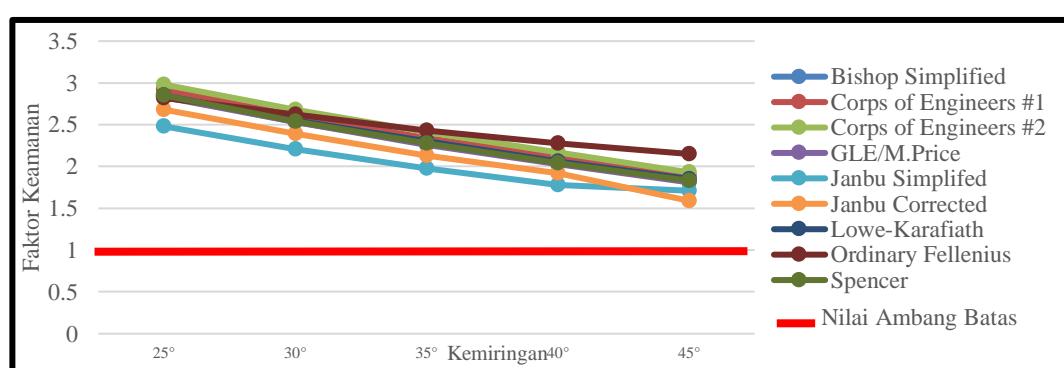
Kemiringan maksimal tanggul yang ditentukan yaitu 45^0 . Hal tersebut disebabkan dari hasil analisis *Single Slope* FK tanggul dengan kemiringan 45^0 didapatkan nilai FK yang sudah mendekati nilai ambang batas dari nilai faktor keamanan yaitu mendekati satu (1) (Tabel 5.1). Selain itu, *angle of repose* dari material yang digunakan berupa material *solid clay* mempunyai *angle of repose* 45^0 .

Tabel 5.1.
Hasil Analisis Single Slope Tanggul Dengan Kemiringan 45^0

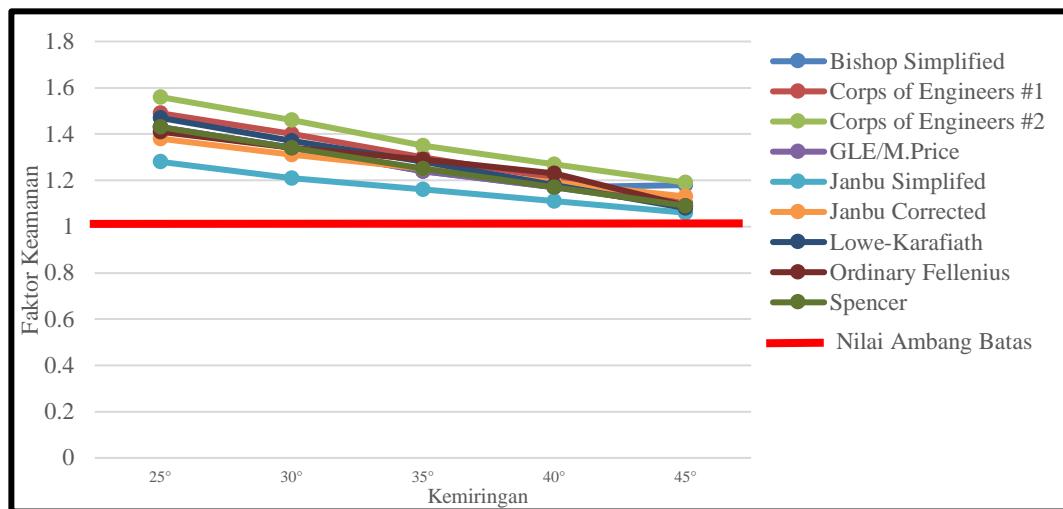
Metode	Kemiringan 45^0
Bishop Simplified	1,18
Corps of Engineers #1	1,10
Corps of Engineers #2	1,19
GLE/M.Price	1,09
Janbu Simplified	1,06
Janbu Corrected	1,13
Lowe-Karafiat	1,08
Ordinary Fellenius	1,09
Spencer	1,09



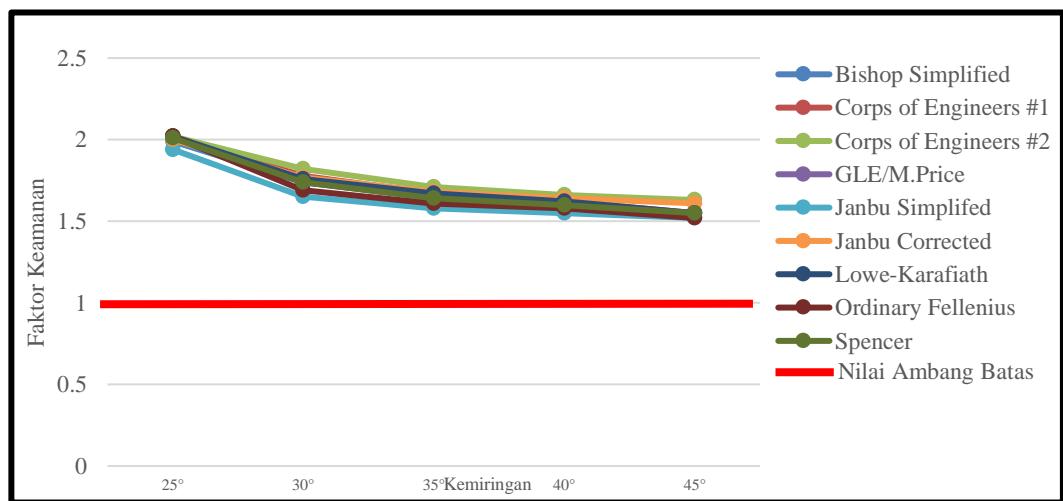
Gambar 5.4.
Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK *Single Slope Claystone*



Gambar 5.5.
Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK *Single Slope Coal*



Gambar 5.6.
Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK *Single Slope* Tanggul Tinggi 10 m

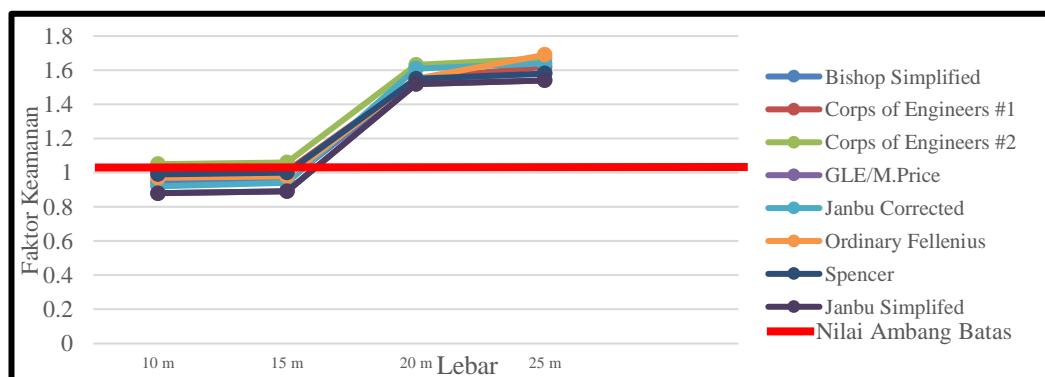


Gambar 5.7.
Grafik Hubungan Antara Kemiringan dan FK *Overall Slope* Tanggul Dengan Tinggi 10 m dan Lebar 20 m

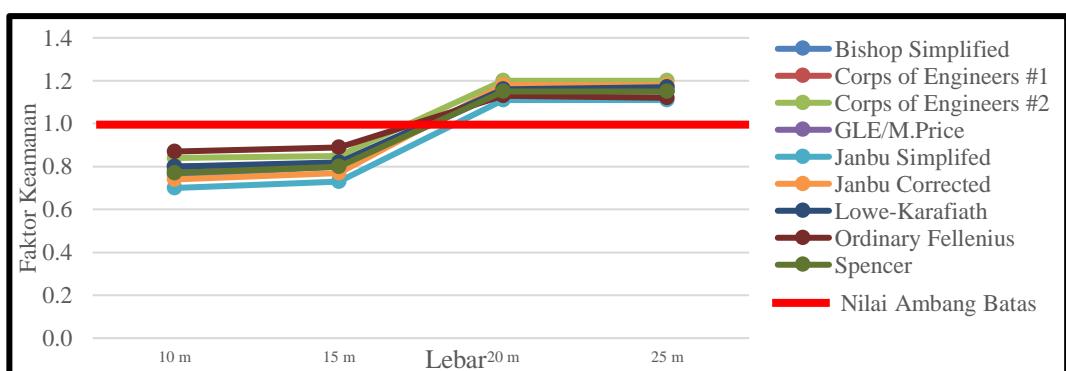
Dilihat dari hasil grafik hubungan antara kemiringan dan FK *single slope claystone* (Gambar 5.4), grafik hubungan antara kemiringan dan FK *single slope coal* (Gambar 5.5), grafik hubungan antara kemiringan dan FK *single slope* tanggul tinggi 10 m (Gambar 5.6.), dan grafik hubungan antara kemiringan dan FK *overall slope* tanggul dengan Tinggi 10 m dan lebar 20 m (Gambar 5.7) dapat disimpulkan bahwa semakin tinggi nilai sudut kemiringan maka nilai faktor keamanan yang didapatkan akan semakin kecil, begitu juga sebaliknya.

5.1.3.2.3. Lebar Tanggul

Setelah ditentukan kemiringan tanggul 45^0 kemudian dilakukan analisis lebar tanggul dari 10 m, 15 m, 20 m, dan 25 m. Dari hasil analisis dan pertimbangan berjalannya operasional didapatkan geometri yang ditentukan tanggul dengan lebar 20 m. Hasil analisis *overall slope* dengan tinggi tanggul 10 m pada Tabel 4.12. dapat diketahui bahwa tanggul dengan lebar 10 m dan 15 m serta kemiringan 45^0 didapatkan nilai $FK < 1$ pada beberapa metode kesetimbangan batas sehingga dinyatakan tidak aman. Kemudian, dengan lebar 25 m nilai potensial kehilangan cadangan batubara juga akan semakin tinggi. Nilai potensial kehilangan cadangan batubara dihitung dari luas batubara yang masih berada pada lereng tunggal yang belum tergali dikalikan dengan panjangnya *pit* penambangan di lokasi penelitian atau panjangnya tanggul.



Gambar 5.8.
Grafik Hubungan Antara Lebar dan FK *Overall Slope* Tanggul Dengan Tinggi 10 m dan Kemiringan 45^0



Gambar 5.9.
Grafik Hubungan Antara Lebar dan FK *Overall Slope* Tanggul Dengan Tinggi 15 m dan Kemiringan 45^0

Berdasarkan hasil analisis dapat dilihat dari contoh grafik hubungan antara lebar dan FK *overall slope* tanggul dengan tinggi 10 m dan kemiringan 45^0 (Pada Gambar 5.8) dan grafik hubungan antara lebar dan FK *overall slope* tanggul dengan tinggi 15 m dan kemiringan 45^0 (Gambar 5.9) menunjukkan bahwa semakin besar lebar tanggul maka nilai faktor keamanan yang didapatkan akan semakin tinggi sedangkan semakin kecil lebar tanggul maka nilai faktor keamanan yang didapatkan akan semakin kecil. Hal tersebut dikarenakan, adanya gaya dorong yang berasal dari lumpur pada *sump* yang harus ditahan oleh tanggul mengarah ke *pit* penambangan.

5.2. Kestabilan Lereng dan Tanggul Hasil Akhir Rancangan Desain Penambangan

Penentuan geometri tanggul yang diberikan merupakan geometri yang optimal. Penentuan geometri yang optimal tersebut dapat ditinjau dari beberapa faktor. Pertama, hasil analisis terkait faktor keamanan yang dinyatakan stabil. Kemudian, ditinjau dari segi berjalannya operasional dalam penentuan lebar tanggul dengan mempertimbangkan penggunaan alat berat. Selain itu, ditinjau dari potensi kehilangan batubara.

Pada peta rancangan desain akhir penambangan di *Pit* Nirwana, Sektor 2, daerah *Sump* Meranti dirancang menggunakan lereng tunggal dengan lebar 45 m, tinggi 10 m dan kemiringan lereng 55^0 serta tanggul dengan lebar 20 m, tinggi 10 m dan kemiringan 45^0 . Dalam analisis kestabilan lereng dan tanggul hasil akhir rancangan penambangan baik pada tanggul menunjukkan nilai FK > 1 sehingga dinyatakan stabil. Hal tersebut ditunjukkan dari hasil analisis pada lereng *highwall* didapatkan nilai FK diantara 1,10 – 1,75 dan hasil analisis pada lereng *lowwall* didapatkan nilai FK diantara 2,20 – 2,65. Kemudian, hasil analisis *overall slope* pada tanggul yang mengarah ke *pit* didapatkan nilai FK diantara 1,52 – 1,63. Analisis juga dilakukan pada lereng disposal dengan hasil analisis FK 1,41 – 1,46. Analisis dilakukan dengan menggunakan tiga sayatan pada rancangan desain penambangan di *Pit* Nirwana, Sektor 2, daerah *Sump* Meranti agar dapat menginterpretasikan kondisi kestabilan lereng dan tanggul pada area tersebut.

Analisis mengenai faktor keamanan pada tanggul dinyatakan stabil, akan tetapi mengingat material pembuatan tanggul merupakan material terurai karena berasal dari material timbunan, maka pada saat pembangunan tanggul sebaiknya dilakukan pemasangan tanah untuk meningkatkan nilai daya dukung tanah.

Ditinjau dari segi operasional alat yang akan digunakan untuk meratakan material timbunan dalam pembuatan tanggul adalah *bulldozer* Komatsu 85. Kemudian, dengan lebar tanggul sebesar 20 m maka alat berat tersebut dapat beroperasional dan melakukan proses manuver dengan aman.

Selanjutnya, ditinjau dari potensi kehilangan batubara yang berada pada lereng tunggal dengan geometri tanggul yang digunakan mempunyai nilai potensial kehilangan batubara yang minimal yaitu sebesar 36.387,84 m³ atau setara dengan 47.304,92 ton dengan *density* batubara 1,3 ton/m³.

BAB VI

KESIMPULAN DAN SARAN

6.1. Kesimpulan

1. Hasil Analisis stabilitas dari geometri tanggul (Panjang 190 m, Lebar 20 m, Tinggi 20 m, dan Kemiringan 45^0) dan lereng tunggal (Lebar 45 m, Tinggi 10 m, dan Kemiringan 55^0) yang ditentukan adalah sebagai berikut :
 - a. Hasil analisis *single slope* material *claystone* yang terdapat pada *base original* dengan tinggi 10 m dan kemiringan 55^0 didapatkan nilai FK diantara $1,88 - 2,16$.
 - b. Hasil Analisis *single slope* material *coal* yang terdapat pada *base original* dengan tinggi 10 m dan kemiringan 55^0 didapatkan nilai FK diantara $1,59 - 2,16$.
 - c. Hasil Analisis *single slope* material tanggul dengan tinggi 10 m dan kemiringan 45^0 didapatkan nilai FK diantara $1,06 - 1,09$.
 - d. Hasil analisis *overall slope* mengarah ke *pit* didapatkan nilai FK diantara $1,52 - 1,63$.
 - e. Hasil analisis *overall slope* mengarah ke *sump* didapatkan nilai FK diantara $1,37 - 4,73$.
2. Hasil analisis mengenai faktor keamanan kestabilan lereng dan tanggul dari desain akhir penambangan lokasi penelitian dinyatakan aman dan dapat diterapkan. Hal tersebut ditunjukkan dari hasil analisis sebagai berikut :
 - a. Hasil analisis *overall slope* pada tanggul mengarah ke *pit* didapatkan nilai FK diantara $1,52 - 1,63$.
 - b. Hasil analisis pada lereng *disposal* didapatkan nilai FK diantara $1,41 - 1,46$.
 - c. Hasil analisis pada lereng *highwall* didapatkan nilai FK diantara $1,10 - 1,75$.
 - d. Hasil analisis pada lereng *lowwall* didapatkan nilai FK diantara

2,20 – 2,65.

6.2. Saran

Dibutuhkan data mengenai air tanah pada daerah penelitian untuk mengetahui kondisi asli air tanah pada lereng.

DAFTAR PUSTAKA

1. Azizi, M., Wattimena, R., Kramadibrata, S., & Sidi, I. (2012). *Analisis Risiko Kestabilan Lereng Tambang Terbuka Geotechnical Superintendent PT. Newmont Nusa Tenggara*. Prosiding Simposium dan Seminar Geomekanika ke-1, (pp. 19-27).
2. Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classification*. New York: John Wiley & Sons.
3. Duncan,C.Wyllie dan Christoper, W. Mah.(2004).*Rock Slope Engineering Civil and Mining 4th Edition*
4. Gouw Tjie, L. dan Dave Juven, G.H.(2012). *Analisa Stabilitas Lereng Limit Equilibrium vs Finite Element Method*. HATTI PIT XVI . Jakarta.
5. Hoek, E., & Brown, E. (1997). *Practical Estimates of Rock Mass Strength*. International Journal of Rock Mechanics, 1165-I186.
6. Made Astawa Rai, Dr. Ir. dan Suseno Kramadibrata.(2010). *Mekanika Batuan*.ITB. Bandung.
7. Nisrina Zaida dan Pherto Rimos.(2020). *Analisis Kestabilan Tanggul Ditinjau Dari Nilai Daya Dukung Tanah Pada Daerah Penambangan Bauksitt Tayan Kalimantan Barat*. Prosiding TPT XXIX Perhapi (pp. 119-132). Indonesia: PERHAPI.
8. Offi Nur Eveny.(2014). *Perbandingan Metode Bishop, Janbu dan Spencer Dalam Perhitungan Stabilitas Lereng Pada Batuan Tuff*. Yogyakarta : Progam Studi Teknik Pertambangan Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta.
9. Palmstrom, A. (2001). *Measurement and Characterization of Rock Mass Jointing*. Norway: A.A Balkema Publisher.
10. Priest, S. (1993). *Discontinuity analysis for rock engineering*. London: Chapman & Hall.
11. Priest, S., & Hudson, J. (1976). *Discontinuity spacing in Rock*. International Journal of Rock Mechanics, 48-135.
12. PT.Banti Indonesia.2021.*Laporan Studi Geoteknik, hidrologi dan hidrogeologi Tambang Batubara Terbuka Sektor 2 Di Blok Mamput*

PT.Asmin Bara Bronang, Kabupaten Kapuas, Provinsi Kalimantan Tengah.Balikpapan.

13. PT.Tectona Mitra Utama.(2019). *Geotechnical Investigation at PT Asmin Bara Bronang*. Bandung.
14. Rai, M. A., Kramadibrata S., dan Wattimena, R. K., .(2014). *Mekanika Batuan*. ITB, Bandung.
15. Reinard Deo Haga Mulya. (2019). *Analisis Kestabilan Lereng Dengan Menggunakan Metode Kesetimbangan Batas Dan Pendekatan Probabilitas Kuari Andesit CV.Trikarya Desa Kalirejo Kecamatan Kokap Kabupaten Kulon Progo D.I. Yogyakarta*. Progam Studi Teknik Pertambangan Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta.
16. Saptono, S., Yulianto, R., Vergiagara, V., & Sofyan, H. (2020). *Rock Mass Classification for Sedimentary Rock Masses in Indonesia Coal Mining Areas*. AIP Conference Proceedings 2245.
17. Wendi Fauzan, Syamsul Komar, dan Akib Abra.(2014). *Kajian Teknis Penanganan Lumpur (Mud Handling) Pada Main Sump Untuk Optimalisasi Pompa Pada Pit Darmo PT.Ulima Nitra Tanjung Enim Sumatera Selatan*. Palembang : Jurusan Teknik Pertambangan Universitas Sriwijaya.

LAMPIRAN

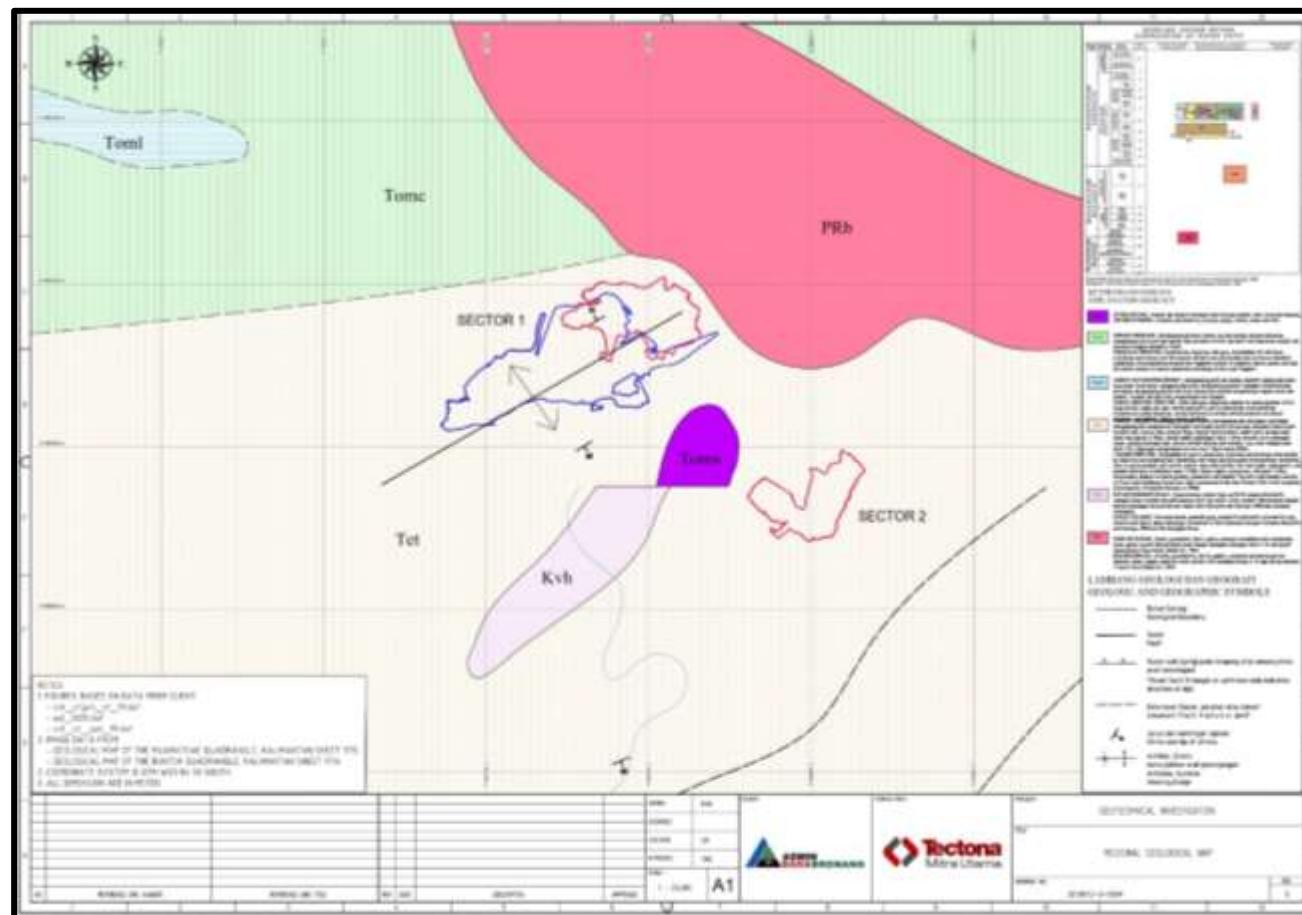
LAMPIRAN A
DATA CURAH HUJAN

Data Curah Hujan Tahun 2012-2021

Tahun	Curah Hujan Bulanan / Rainfall (mm)												Curah Hujan Rata-Rata
	Januari	Februari	Maret	April	Mei	Juni	Juli	Agustus	September	Okttober	November	Desember	
2012	307,0	376	288	552	224,2	196,1	44	73	105	99,3	268	496	252,4
2013	295,8	321,5	798,1	882,8	383,8	219,1	162	219,1	368,8	219,7	280,7	287,7	369,9
2014	299,3	352,9	383,1	329,9	170,7	107,7	240,5	132,5	171	2,2	263,3	17,5	205,9
2015	433,0	338	249	296	168	202	52	158,0	5,9	45	-	546	226,6
2016	532,0	252,6	522,6	65,2	626,3	306,1	355	76,4	251,4	520	324,1	314,6	345,5
2017	418,3	396,2	336,8	234,1	351,3	151,7	271,8	525,0	378,7	257,1	387,4	318,7	335,6
2018	289,7	520,0	270,2	566,8	387,4	135,7	343	90,3	230,1	246,8	621,9	384,6	340,5
2019	537,3	287,9	368,9	580,1	291,6	388	113,5	168,1	93,5	730,4	152	513,5	352,1
2020	588,1	508,5	924,1	552,0	456,2	228,4	396,6	201	466	576,7	371,7	229,2	458,2
2021	567,2	182,6	439,6	481	336,6	260,9	166,9	481	477,8	94	454,7	-	358,4

LAMPIRAN B

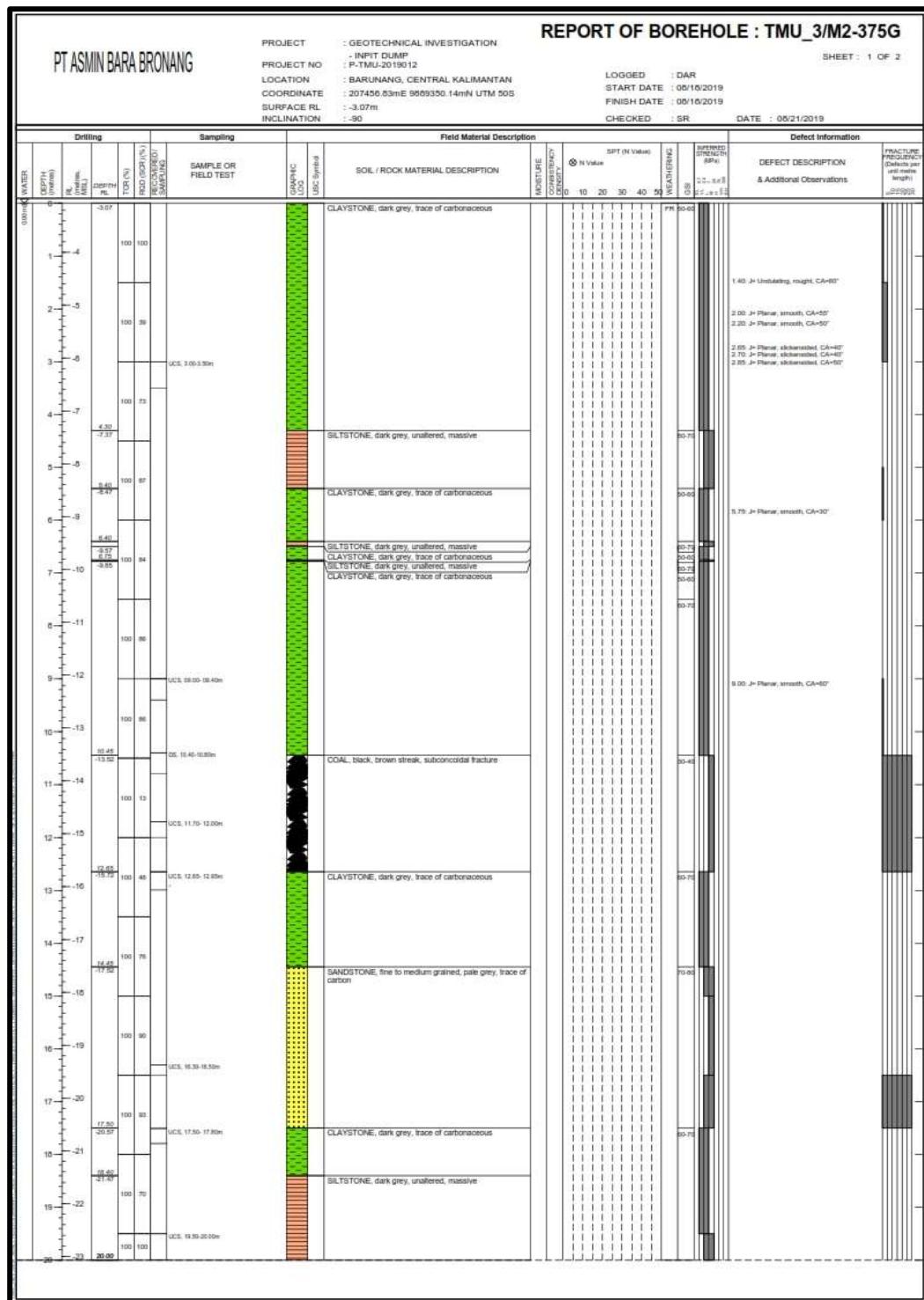
PETA GEOLOGI



LAMPIRAN C

DATA LOG BOR

Lubang Bor TMU_03/ M2_375G



LAMPIRAN D

KLASIFIKASI MASSA BATUAN

Tabel Klasifikasi RMR

Pemetaan RMR Litologi *Claystone*

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS												
		Parameters		Range values								
I	Strength of intact rock material	Point load strength index	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	For this range-uniaxial compressive test is preferred					
		Uniaxial comp. 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	Drill core quality RQD	90%-100%	90%-80%	80%-70%	70%-60%		60%-50%					
	Rating	20	17	13	8		3					
3	Spacing of discontinuities	>2m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm		<60 mm					
	rating	20	15	10	8		5					
4	Condition of discontinuities (See E)	Very rough surfaces Not continuous Not separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Slightly weathered wall	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or gauge <5 mm Thick or separation 1-5 mm continuous		Soft gauge >5 mm thick or separation > 5mm continuous					
	Rating	30	25	20	10		0					
5	Groundwater	Inflow per 10 m Tunnel length (l/m)	None	<10	10-25	25-125	>125					
		(Joint water press) / (major principal)	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 ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)												
Strike and Dip Orientations		Very favourable	favourable	fair	unfavourable	Very unfavourable						
Ratings	Tunnel & mines	0	-2	-5	-10	-12						
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25						
	slopes	0	-5	-25	-50							
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS												
Rating	81-100	61-80	41-60	21-40		<21						
Class number	I	II	III	IV		V						
D. MEANING OF ROCK CLASSES												
Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock		Very poor rock							
Class number	I	II	III	IV	V							
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span	1 yrs for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs 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 (persistence)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m		>20m						
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								

* 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)

$$\text{RMR} = 2 + 17 + 10 + 29 + 15 = 73$$

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 8$$

$$= 73 - 8 = 65$$

Pemetaan RMR Litologi Sandstone

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS																	
Parameters			Range values														
I	Strength of intact rock material	Point load strength index	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	For this range-uniaxial compressive test is preferred *										
		Uniaxial comp. 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	Drill core quality RQD	90%-100%	90%-80%	80%-70%	70%-60%	60%-50%											
Rating		20	17	13	8	3											
3	Spacing of discontinuities	>2m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm											
rating		20	15	10	8	5											
4	Condition of discontinuities (Set E)	Very rough surfaces Not continuous Not separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Slightly weathered wall	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or gauge <5 mm Thick or separation 1-5 mm continuous	Soft gauge >5 mm thick or separation > 5mm continuous											
Rating		30	25	20	10	0											
5	Groundwater	Inflow per 10 m Tunnel length (l/m)	None	<10	10-25	25-125	>125										
		(Joint water press) / (major principal)	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 ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)																	
Strike and Dip Orientations			Very favourable	favourable	fair	unfavourable	Very unfavourable										
Ratings	Tunnel & mines	0	-2	-5	-10	-15	-12										
	Foundations	0	-2	-7	-15	-25											
	slopes	0	-5	-25	-50												
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS																	
Rating	81-100	61-80	41-60	21-40	<21												
Class number	I	II	III	IV	V												
D. MEANING OF ROCK CLASSES																	
Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock													
Class number	I	II	III	IV	V												
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span	1 yrs for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs 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 (persistence)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20m												
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															

* 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)

$$\text{RMR} = 2 + 17 + 8 + 23 + 15 = 65$$

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 8$$

$$= 65 - 8 = 57$$

Pemetaan RMR Litologi Siltstone

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS							
Parameters		Range values					
1	Strength of intact rock material	Point load strength index	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	I-2 MPa	For this range-uniaxial compressive test is preferred
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa I-5 MPa <1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1 0
2	Drill core quality RQD	90%-100%	90%-80%	80%-70%	70%-60%		60%-50%
	Rating	20	17	13	8		3
3	Spacing of discontinuities	>2m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm		<60 mm
	rating	20	15	10	8		5
4	Condition of discontinuities (See E)	Very rough surfaces Not continuous Not separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Slightly weathered wall	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or gauge <5 mm Thick or separation 1-5 mm continuous	Soft gauge >5 mm thick or separation >5mm continuous	
	Rating	30	25	20	10		0
5	Groundwater	Inflow per 10 m Tunnel length (l/m)	None	<10	10-25	25-125	>125
		(Joint water press) / (major principal)	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 ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)							
Strike and Dip Orientations		Very favourable	favourable	fair	unfavourable	Very unfavourable	
Ratings	Tunnel & mines	0	-2	-5	-10		-12
	Foundations	0	-2	-7	-15		-25
	slopes	0	-5	-25	-50		
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS							
Rating	81-100	61-80	41-60	21-40		<21	
Class number	I	II	III	IV		V	
D. MEANING OF ROCK CLASSES							
Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Poor rock		Very poor rock	
Class number	I	II	III	IV		V	
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span	1 yrs for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs 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 (persistence)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m		>20m	
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			

* 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)

$$\text{RMR} = 2 + 20 + 8 + 23 + 15 = 68$$

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 8$$

$$= 68 - 8 = 60$$

Pemetaan RMR Litologi Coal

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS													
Parameters			Range values										
1	Strength of intact rock material	Point load strength index	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	For this range-uniaxial compressive test is preferred						
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa					
Rating		15	12	7	4	2	1	0					
2	Drill core quality RQD	90%-100%	90%-80%	80%-70%	70%-60%	60%-50%							
Rating		20	17	13	8	3							
3	Spacing of discontinuities	>2m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm							
rating		20	15	10	8	5							
4	Condition of discontinuities (See E)	Very rough surfaces Not continuous Not separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Slightly weathered wall	Slightly rough surfaces Separation <1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or gouge <5 mm Thick or separation 1-5 mm continuous	Soft gouge >5 mm thick or separation > 5mm continuous							
Rating		30	25	20	10	0							
5	Groundwater	Inflow per 10 m Tunnel length (l/m)	None	<10	10-25	25-125	>125						
		(Joint water press) / (major principal)	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 ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)													
Strike and Dip Orientations			Very favourable	favourable	fair	unfavourable	Very unfavourable						
Ratings	Tunnel & mines	0	-2	-5	-10	-15	-12						
		0	-2	-7	-15	-25							
		0	-5	-25	-50								
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS													
Rating	81-100	61-80	41-60	21-40	<21								
Class number	I	II	III	IV	V								
D. MEANING OF ROCK CLASSES													
Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock									
Class number	I	II	III	IV	V								
Average stand-up time	20 yrs for 15 m span	1 yrs for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs 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 (peristence)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20m								
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											

* 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)

$$\text{RMR} = 2 + 3 + 5 + 26 + 15 = 51$$

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 8$$

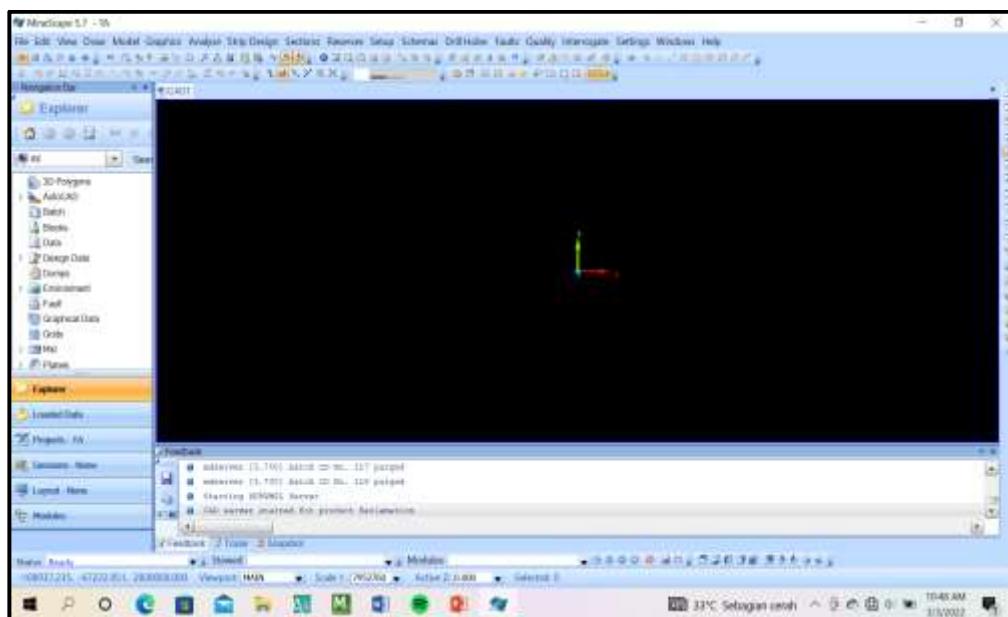
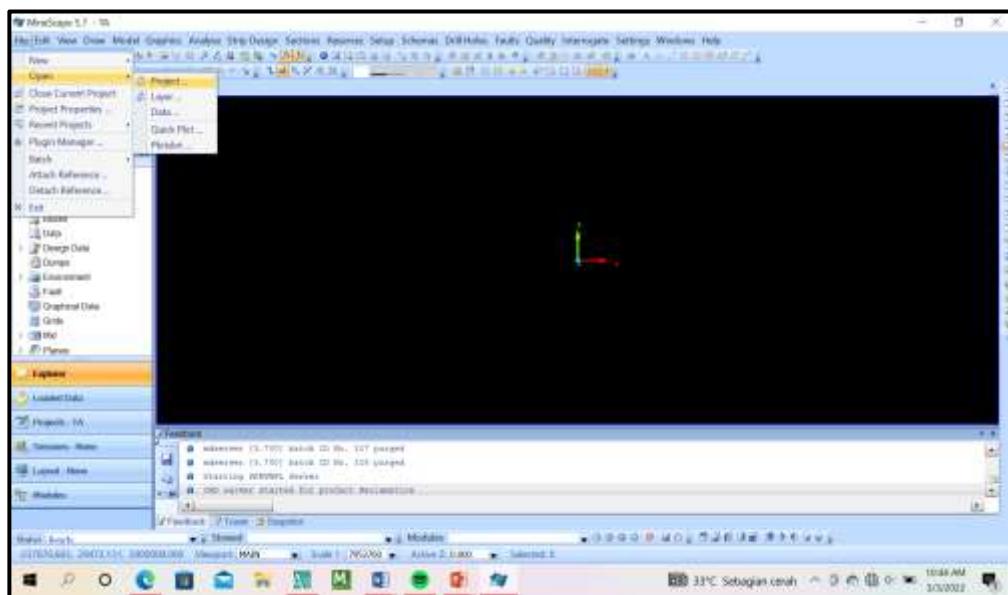
$$= 51 - 8 = 43$$

LAMPIRAN E

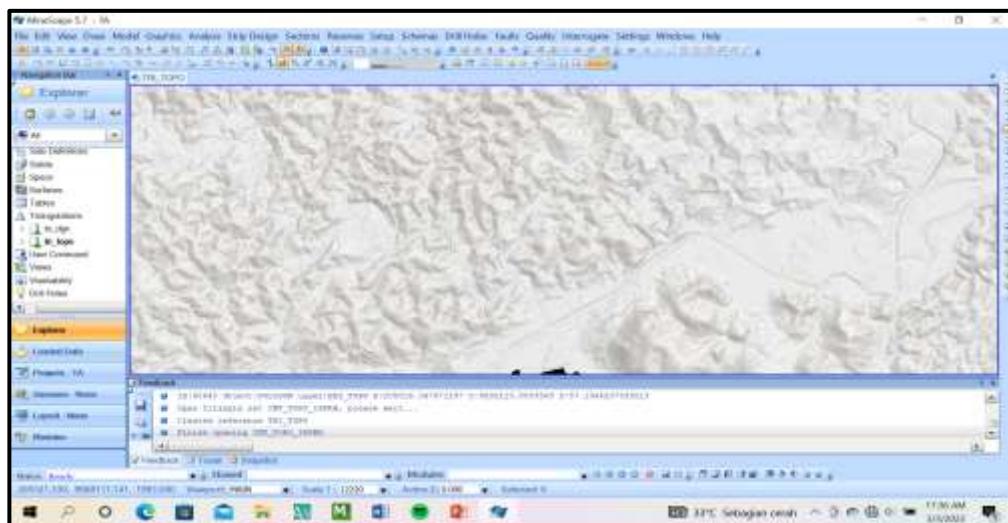
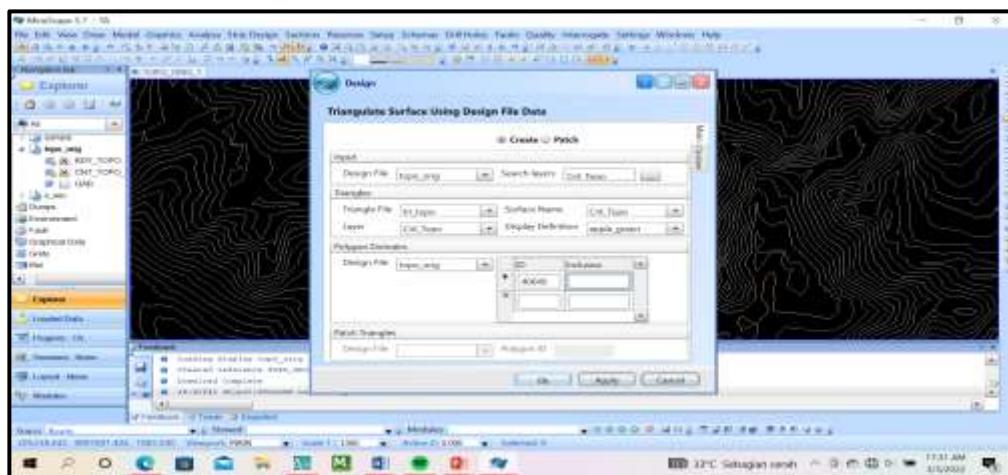
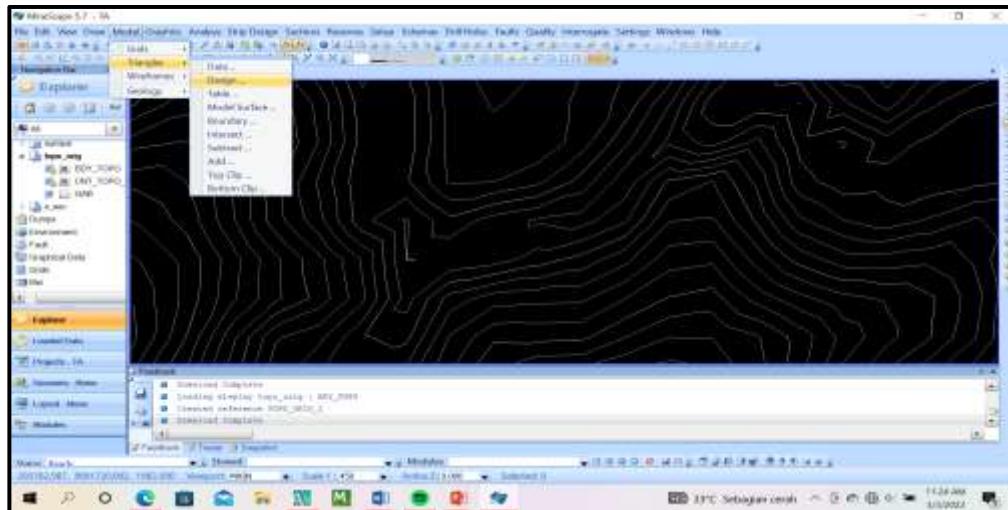
MODEL PENAMPANG GEOLOGI

E.1. Tahapan Membuat Model Penampang Geologi

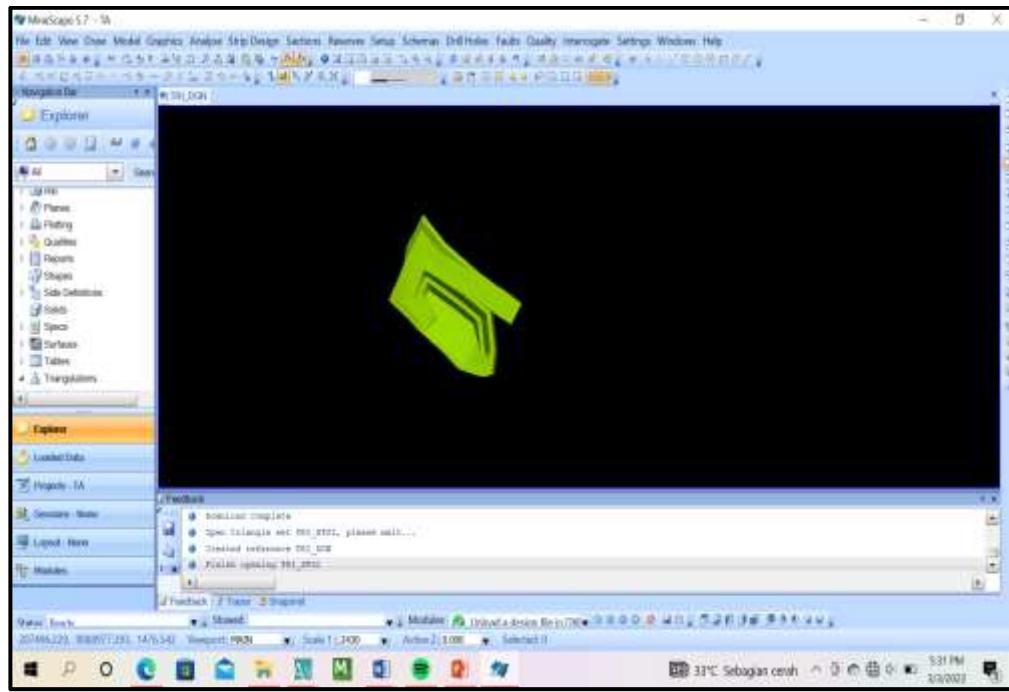
1. Membuka *software* Minescape 5.7. kemudian pilih menu *file>open>project*, pilih menu *project* yang akan diolah



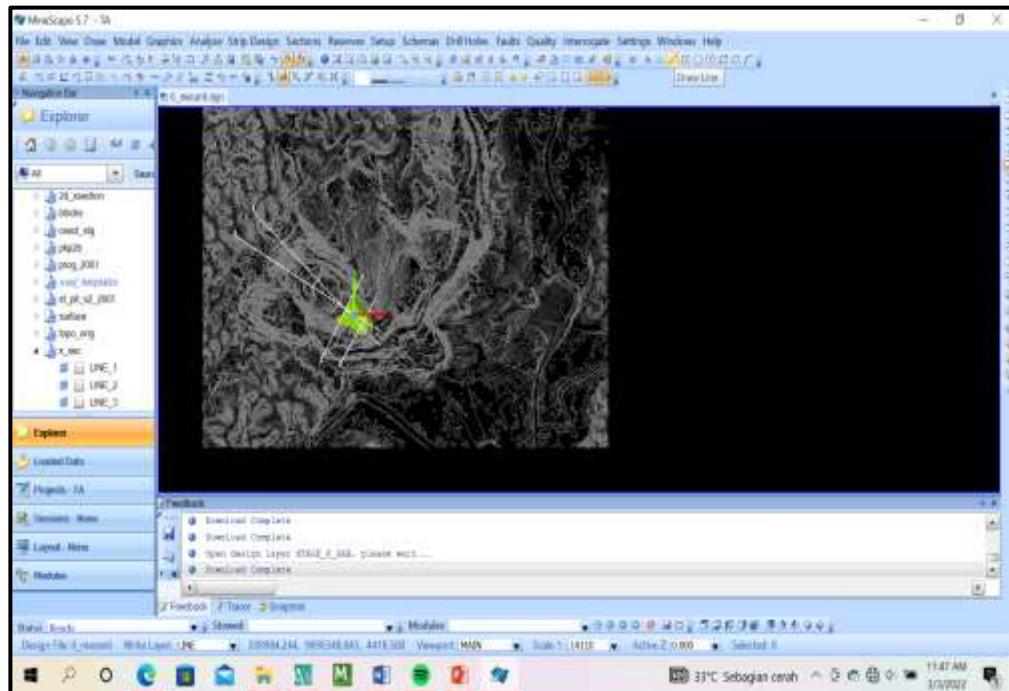
2. Membuat *triangles* pada peta topografi yang digunakan dengan pilih menu *model> triangle>Design* dan inputkan data sesuai kebutuhan mengenai *output file triangle*.



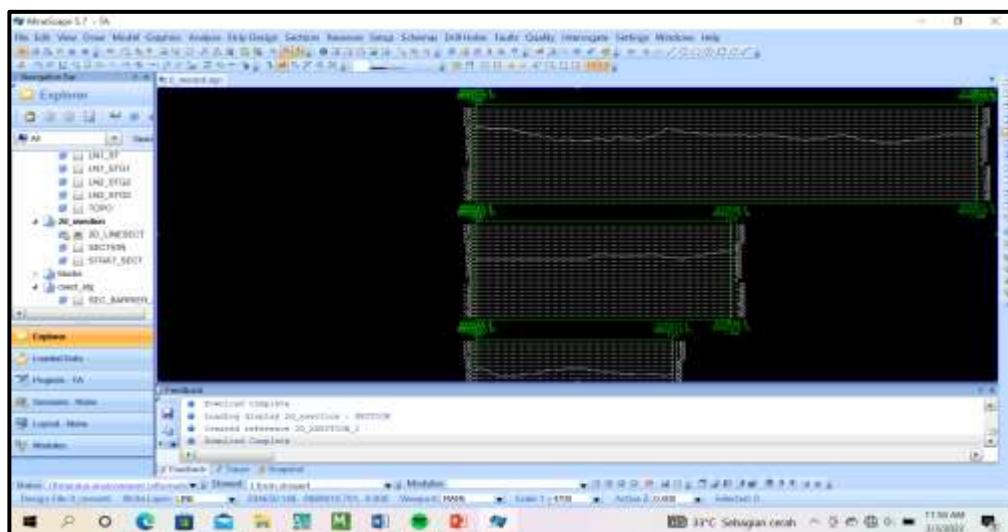
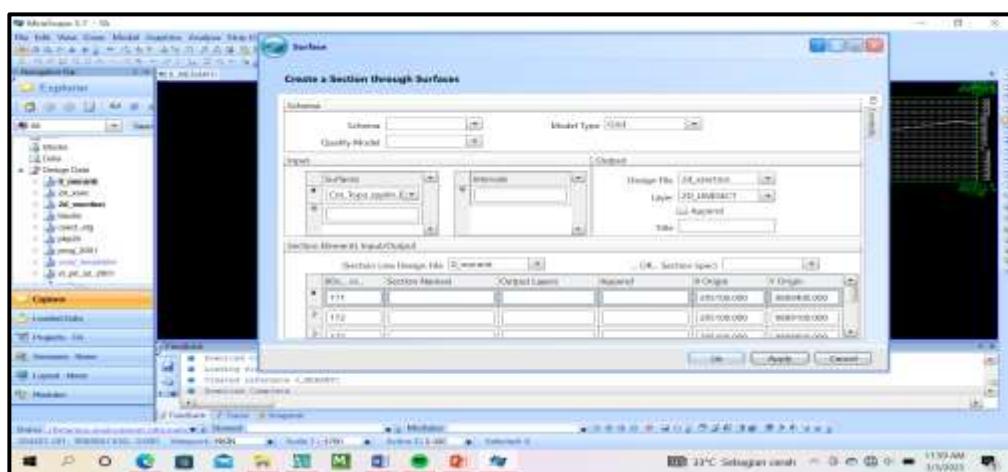
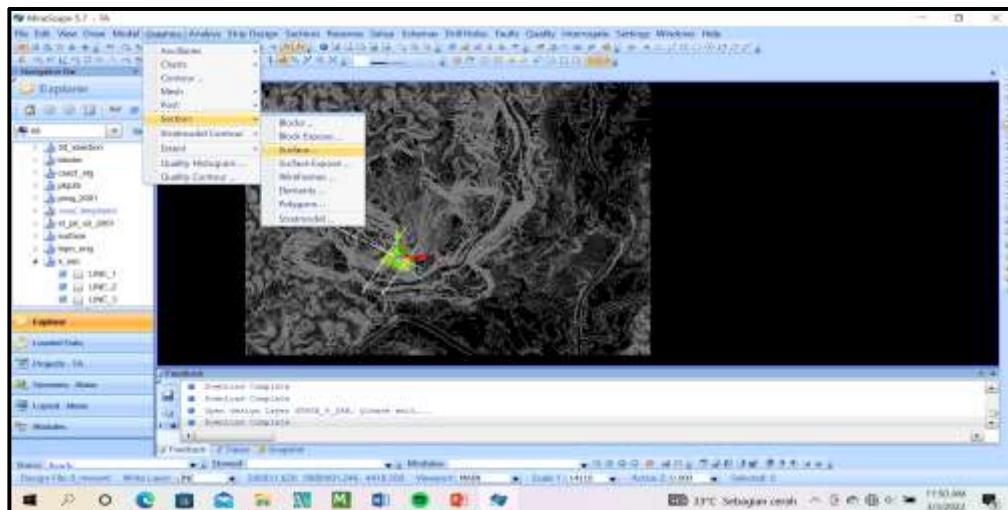
3. Selain melakukan *triangles* pada peta topografi, dilakukan *triangles* juga pada tiap langkah yang dilakukan simulasi dengan langkah yang sama.

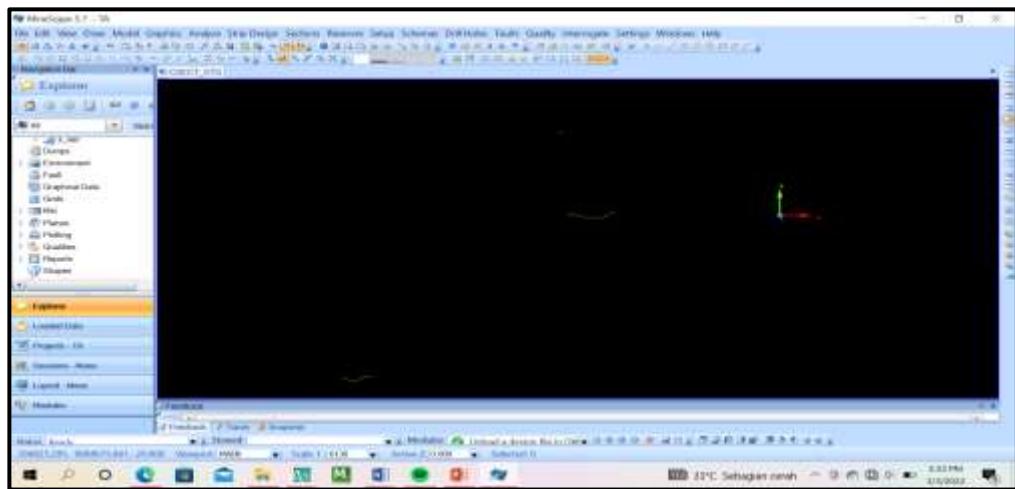


4. Membuat Garis penampang yang digunakan untuk membuat *cross section* dengan klik ikon *draw line* lalu memberi nama pada garisnya dengan klik ikon *draw text*.

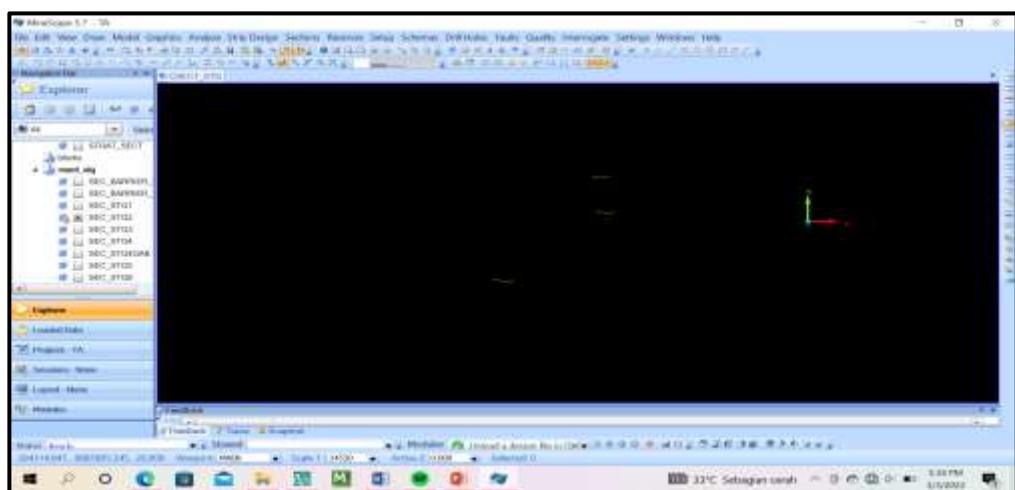


5. Kemudian membuat *cross section* garis yang melewati peta topografi dan juga melakukan *cross section* pada setiap langkah desain tambang yang akan dianalisis. Dengan langkah klik menu *Graphics>Section>Surface*.

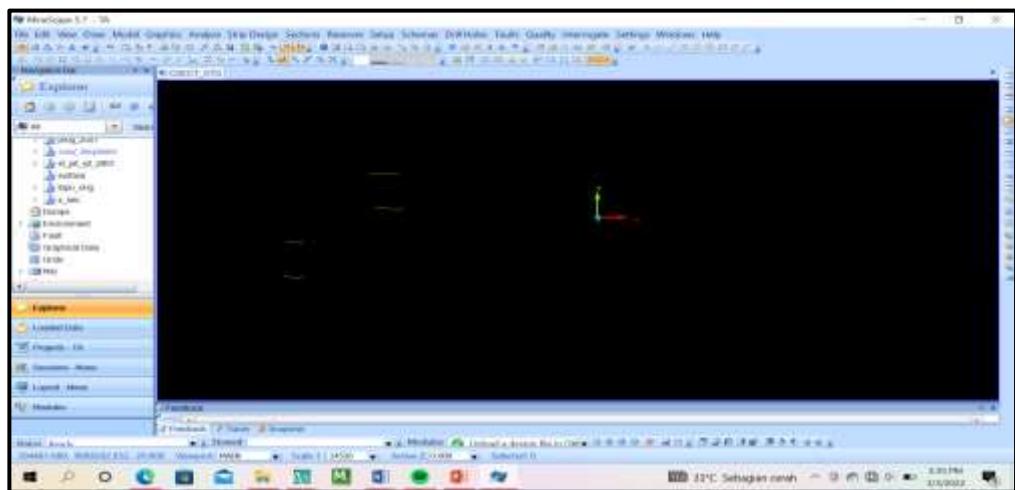




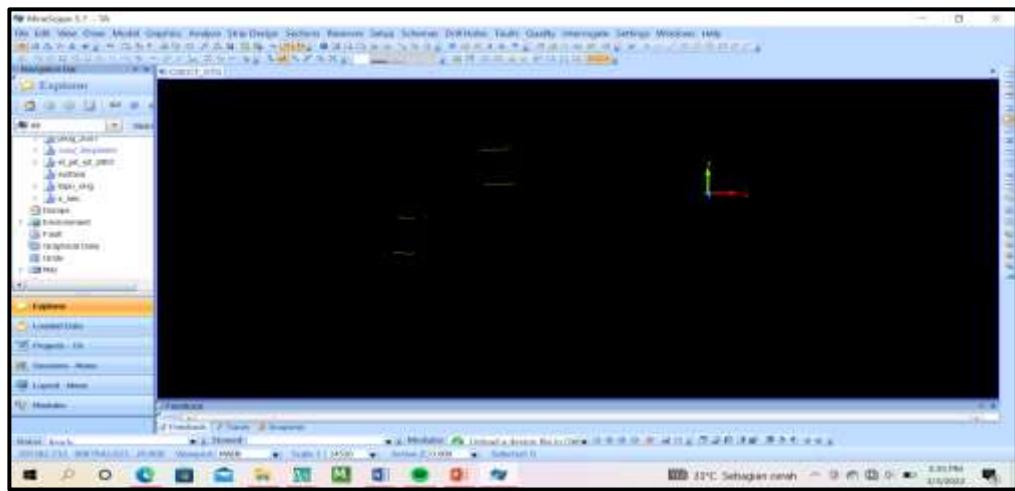
Hasil *Cross Section* Pada Langkah Pertama



Hasil *Cross Section* Pada Langkah Kedua

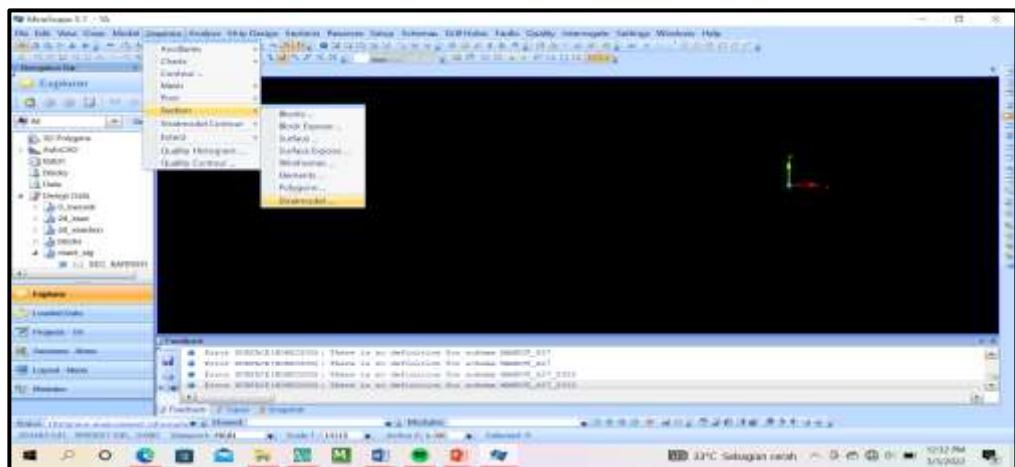


Hasil *Cross Section* Pada Langkah Ketiga

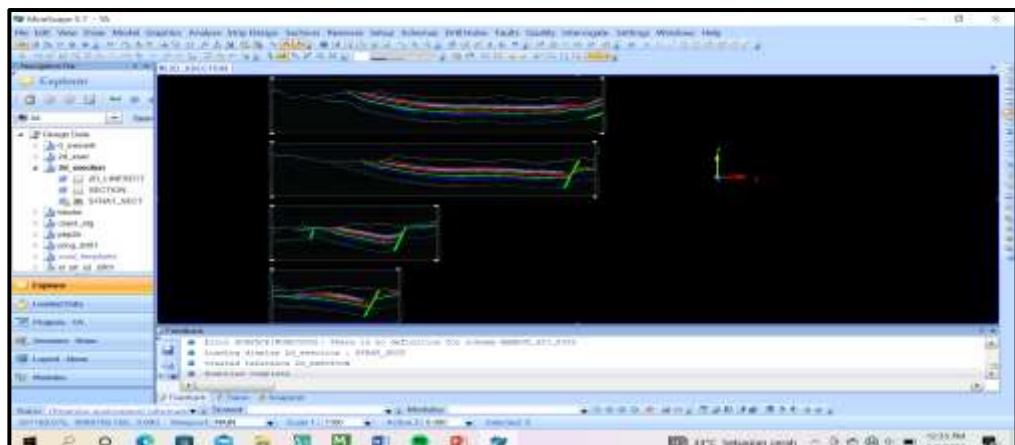


Hasil Cross Section Pada Langkah Keempat

6. Membuat Strat model dari data *drill hole* yang ada pada daerah penelitian dengan klik menu *graphics>Section>Stratmodel* isi skema

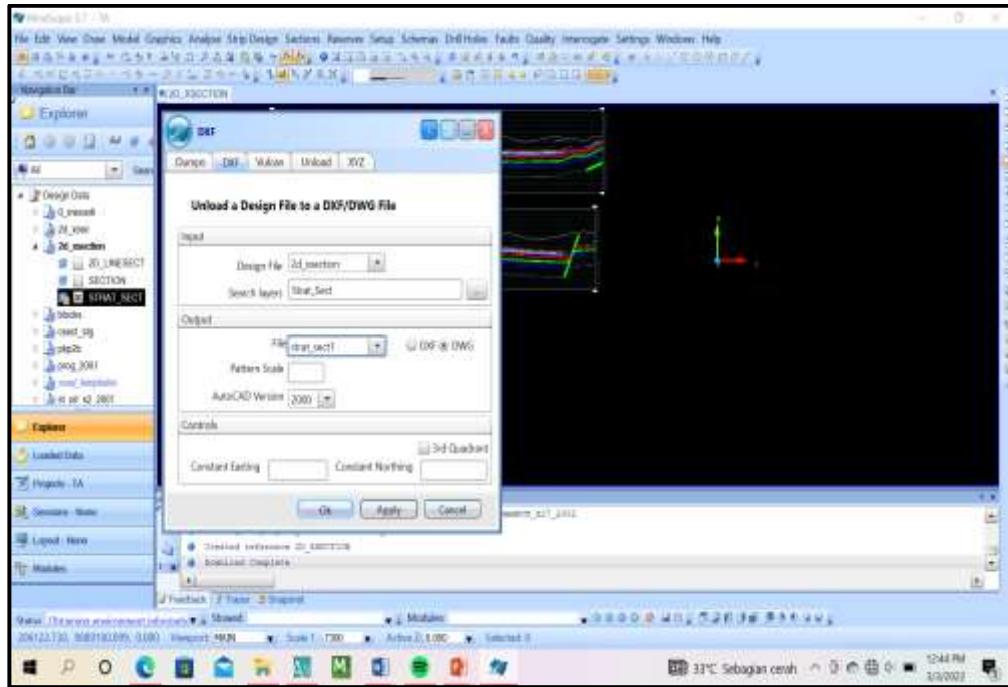


Langkah Membuat Stratigrafi model



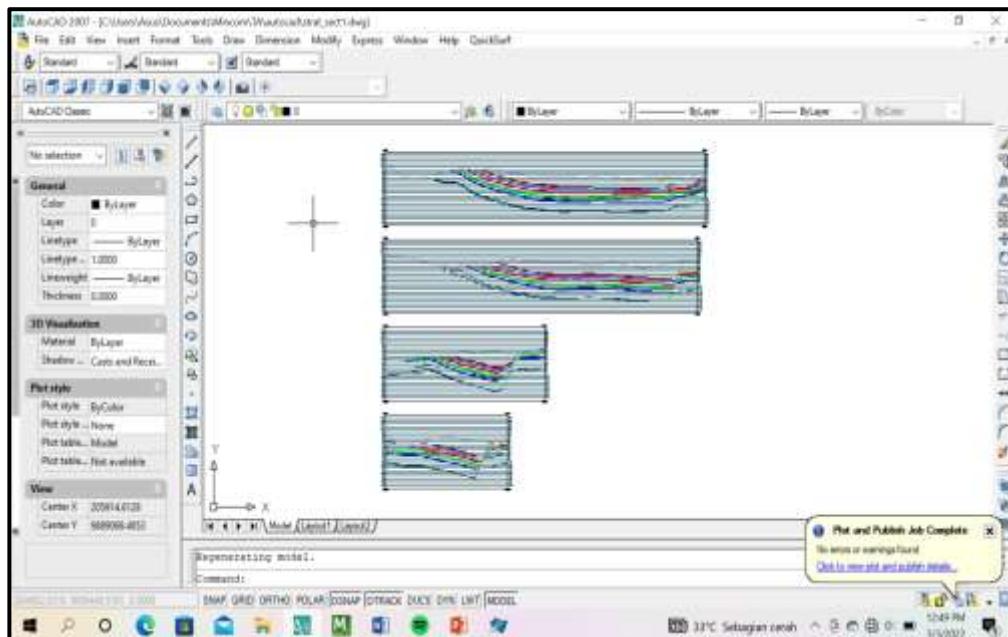
Hasil Membuat Stratigrafi model

7. Selanjutnya *export* kedalam bentuk *file dwg* untuk melakukan edit menggunakan software AutoCAD 2007. Dengan klik kanan > *export>DXF*

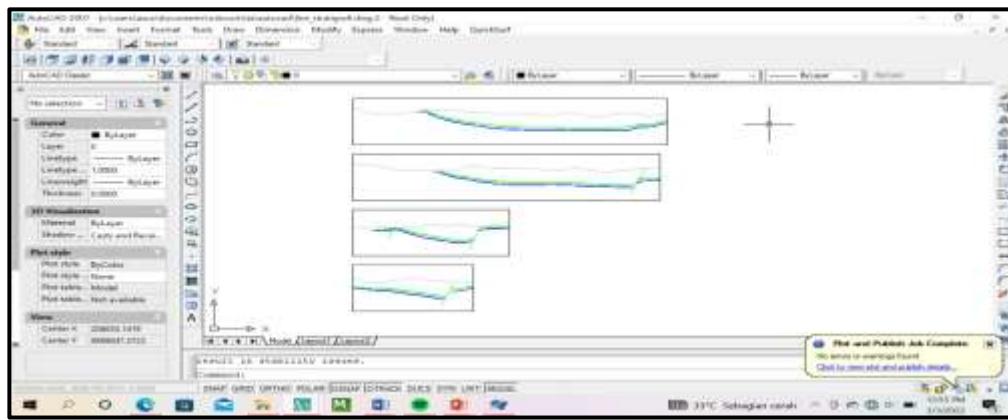


Langkah Export Pada File DWG

8. Dilakukan pengeditan pada *Software* AutoCAD untuk menyesuaikan boundary agar dapat dilakukan analisis pada software Slide 6.0.

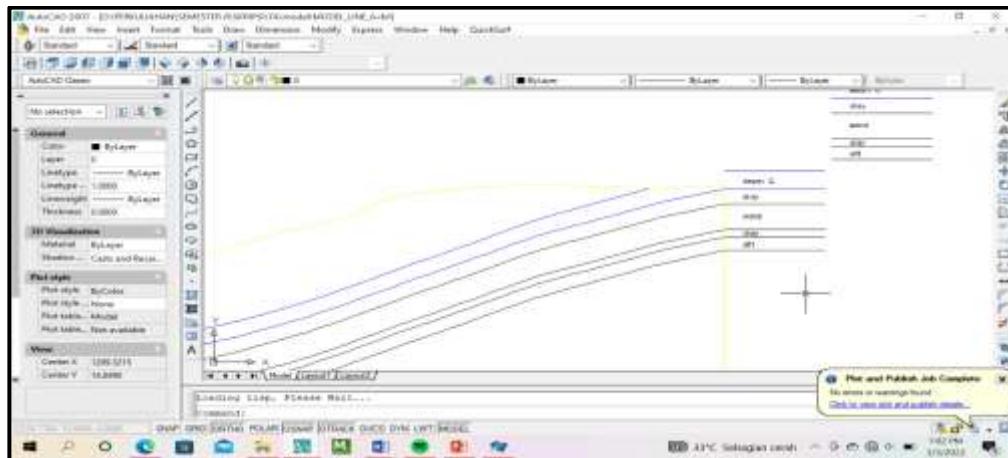


Langkah Pengeditan Menggunakan *Software* AutoCAD

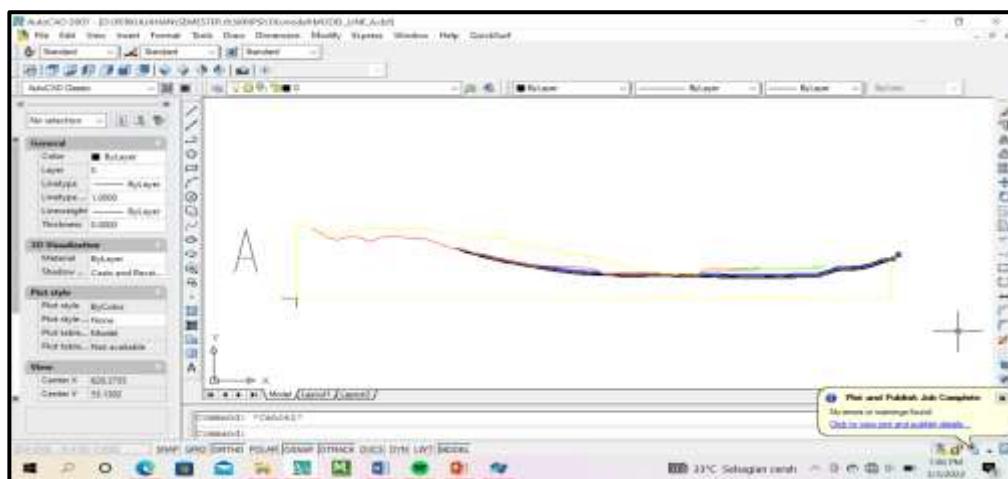


Hasil Pengeditan Menggunakan Software AutoCAD

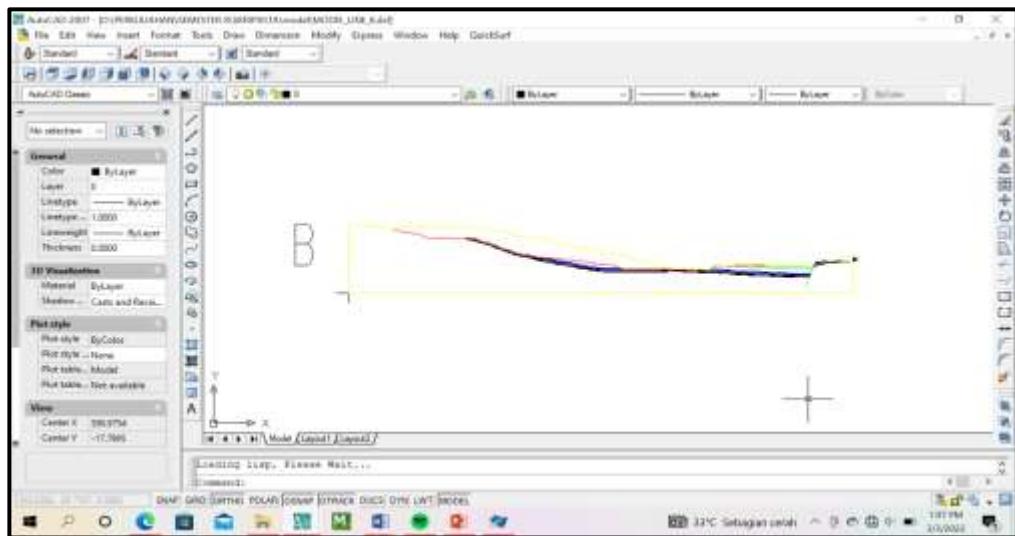
- Menyesuaikan hasil stratigrafi model dari batubara kemudian dilakukan pembuatan boundary sesuai litologi yang ada pada lapisan penyusun Lereng dengan mengacu pada data log bor TMU_3.



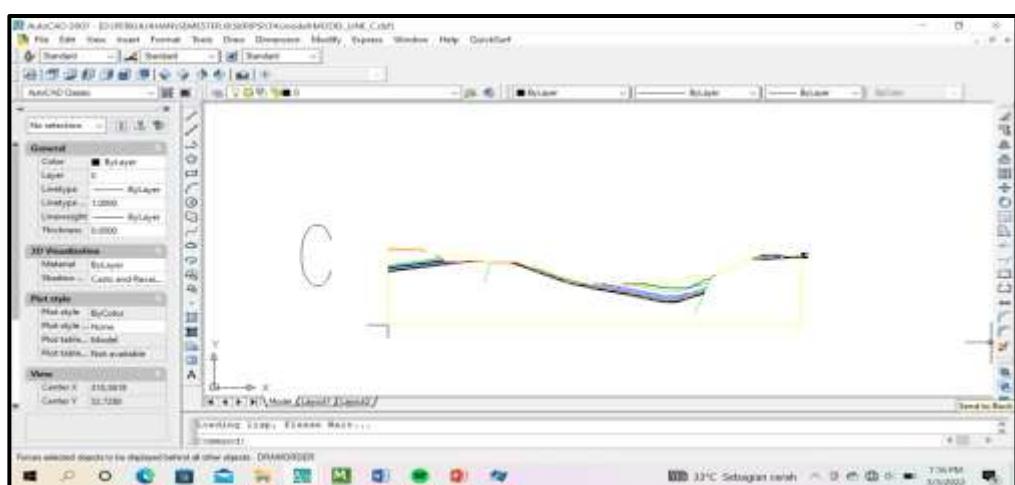
Langkah Penambahan Litologi



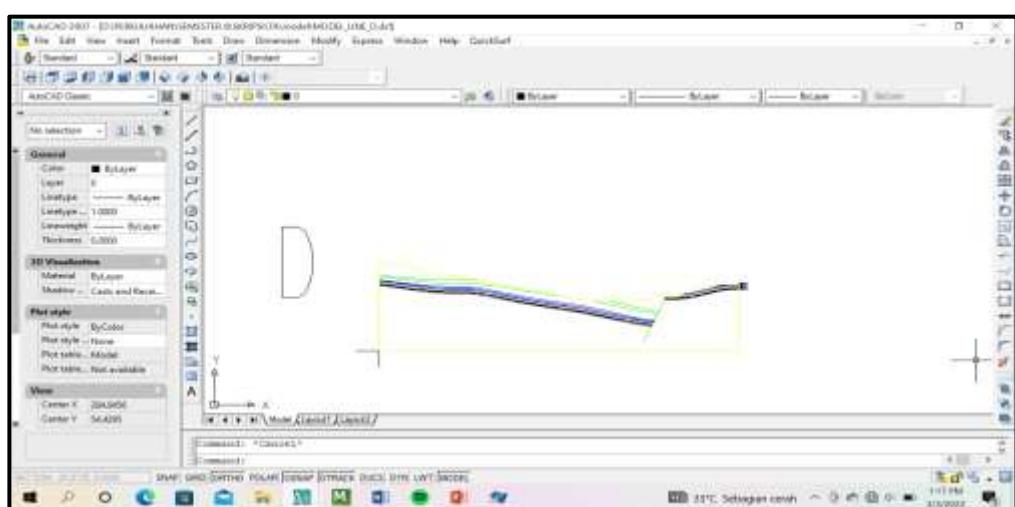
Hasil Penambahan Litologi Model A



Hasil Penambahan Litologi Model B

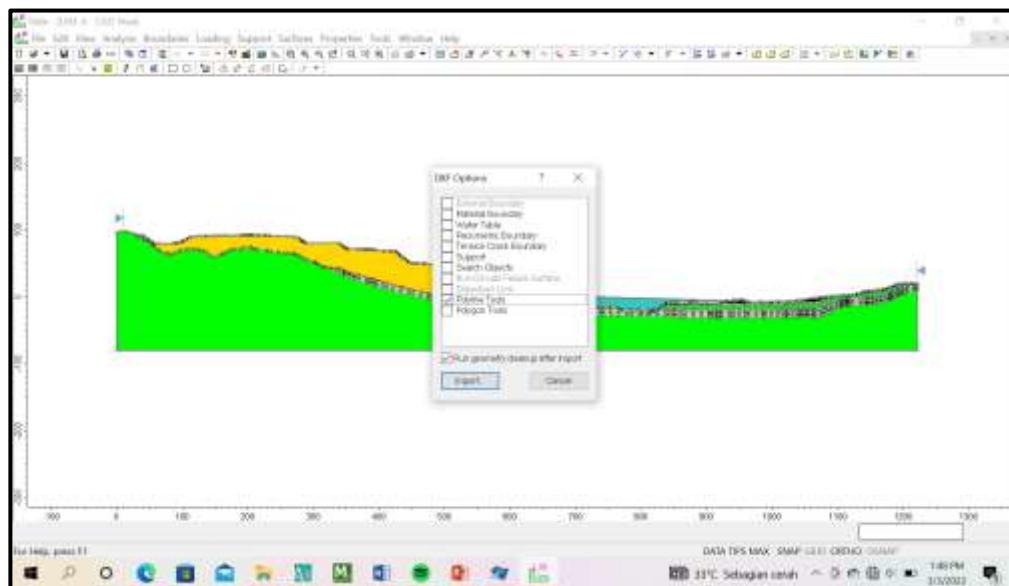


Hasil Penambahan Litologi Model C

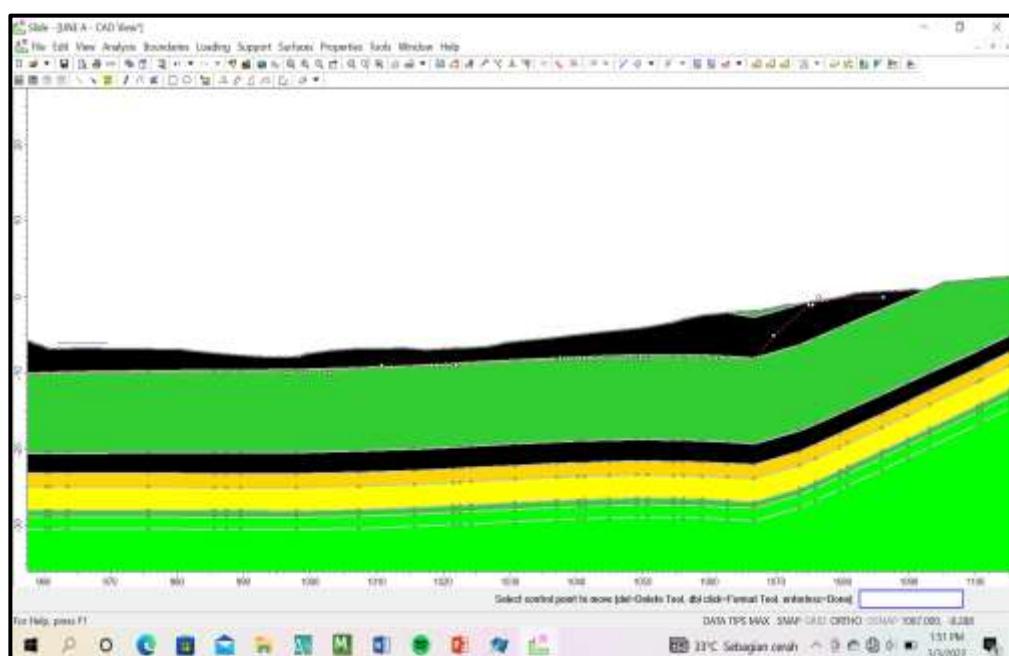


Hasil Penambahan Litologi Model D

10. Selanjutnya, untuk melakukan analisis pada setiap langkah hasil rancangan desain yang diberikan dari hasil *cross section* masing-masing langkah pada software minescape 5.7. kemudian di *export* dalam bentuk dwg dan diubah dalam bentuk polyline selanjutnya disesuaikan dengan masing-masing Line dan diedit secara langsung untuk menyesuaikan menggunakan Software Slide 6.0. Dengan Cara *File>Import>Import DXF>Polyline Tools> Pilih File*

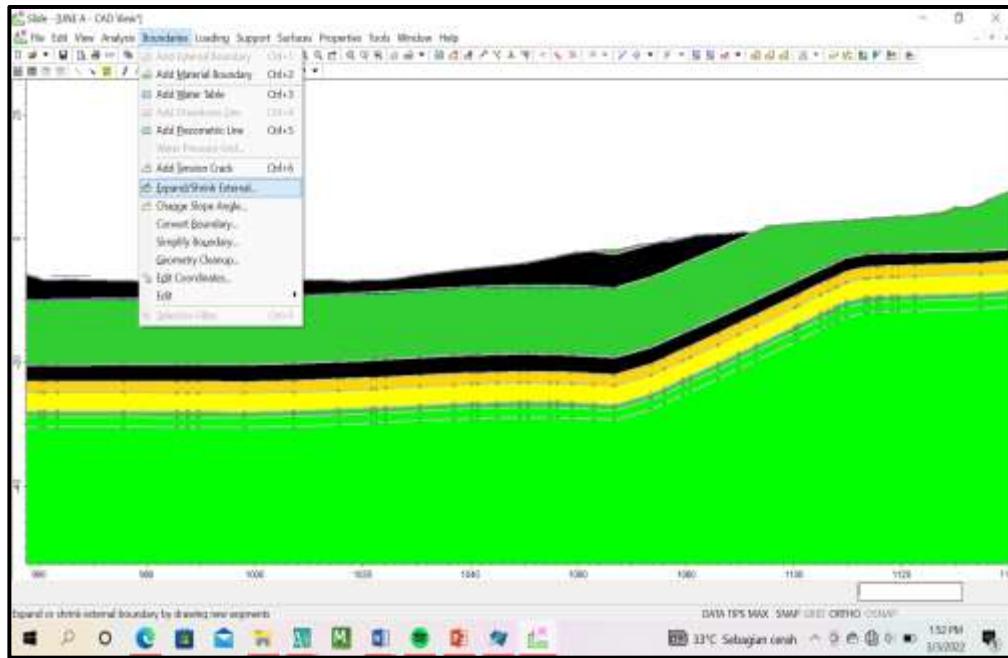


Langkah Import File Polyline

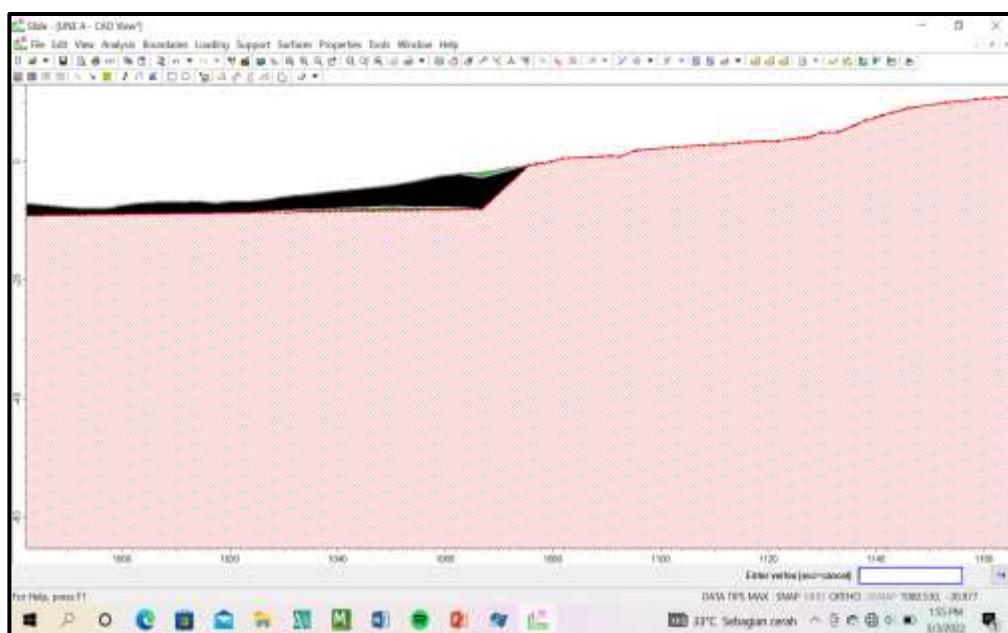


Hasil Polyline Tiap Langkah

11. Setelah muncul *Polyline* kemudian pilih menu *boundaries> Expand/Shrink External>* mengarahkan kursor pada *polyline* dan setelah selesai tentukan model yang tetap dipertahankan dengan memilih daerah arsir merah.

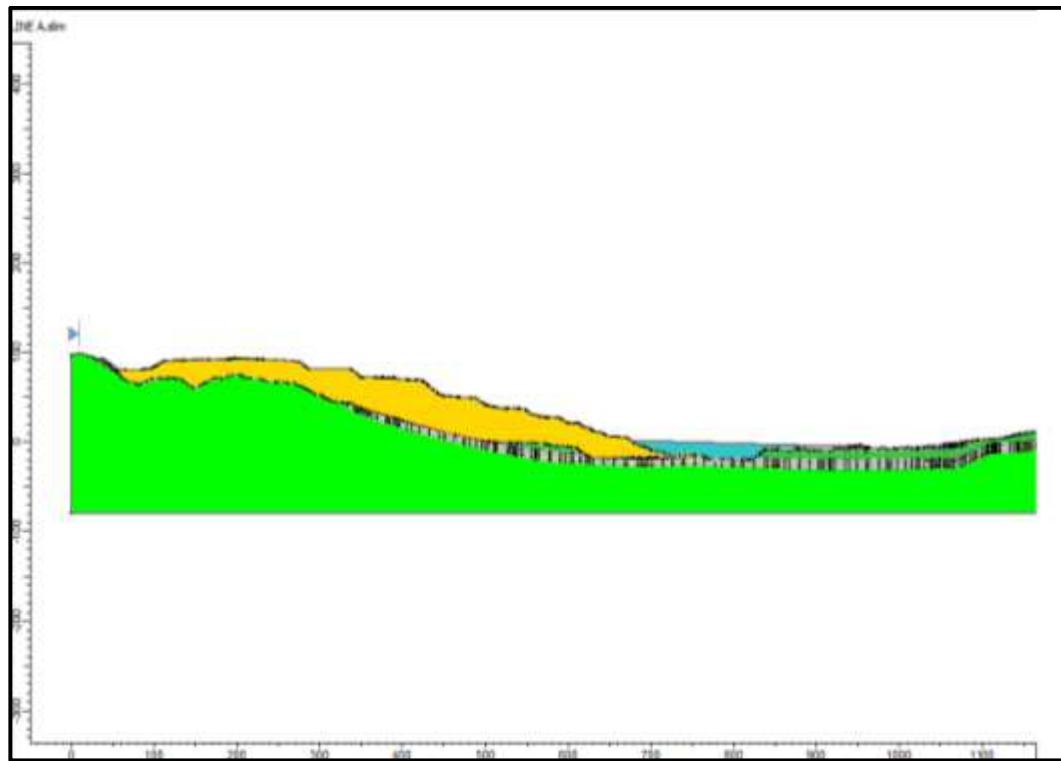


Langkah Menyesuaikan Model Dengan Langkah Desain

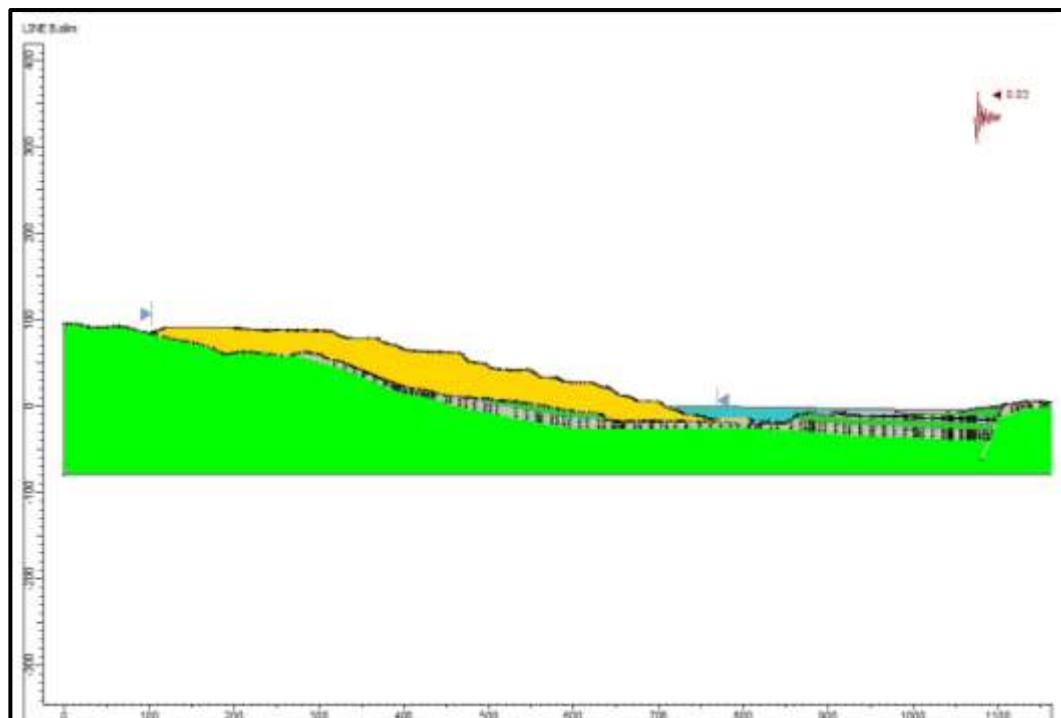


Langkah Menentukan Model Desain Yang Digunakan

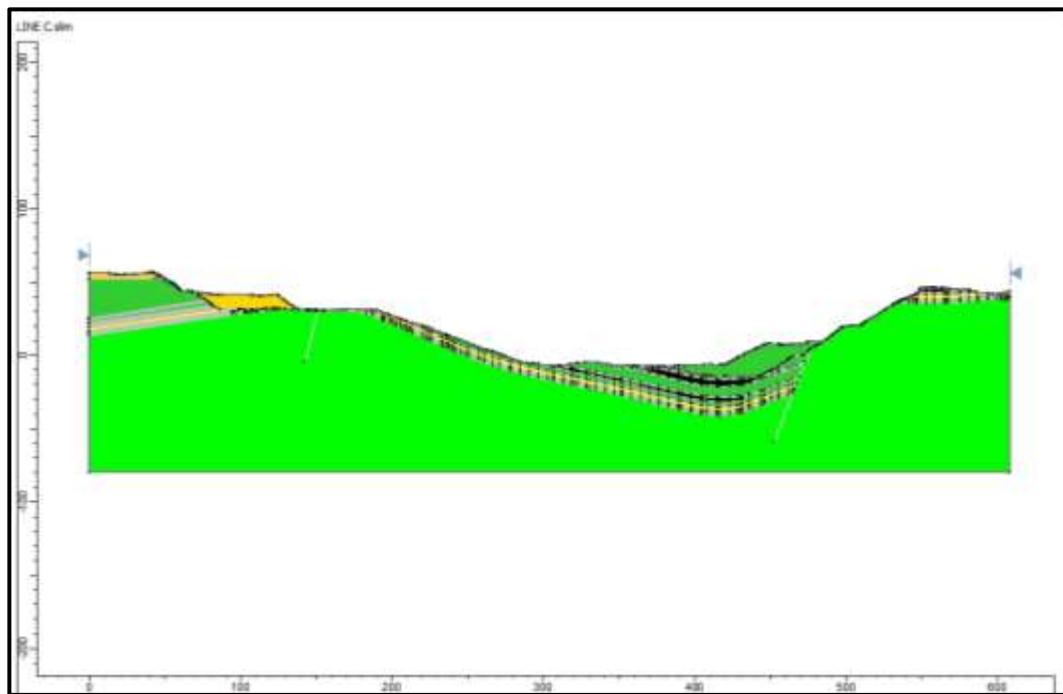
E.2. Hasil Model Penampang Geologi



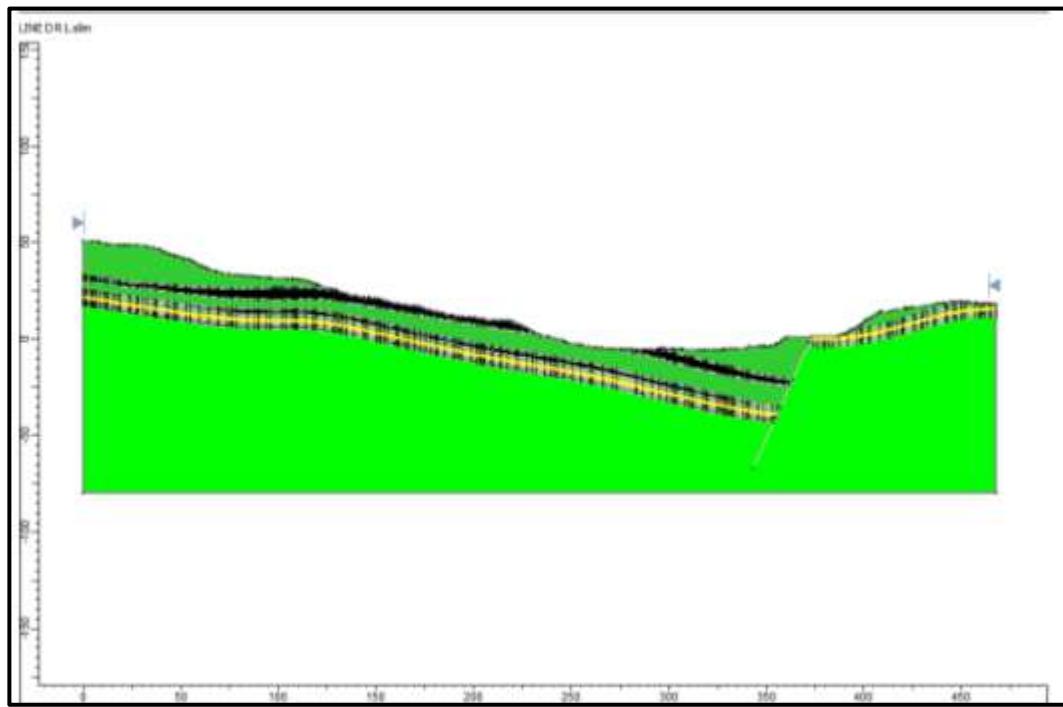
Hasil Model Penampang Geologi Pada *Line A*



Hasil Model Penampang Geologi Pada *Line B*



Hasil Model Penampang Geologi Pada *Line C*



Hasil Model Penampang Geologi Pada *Line D*

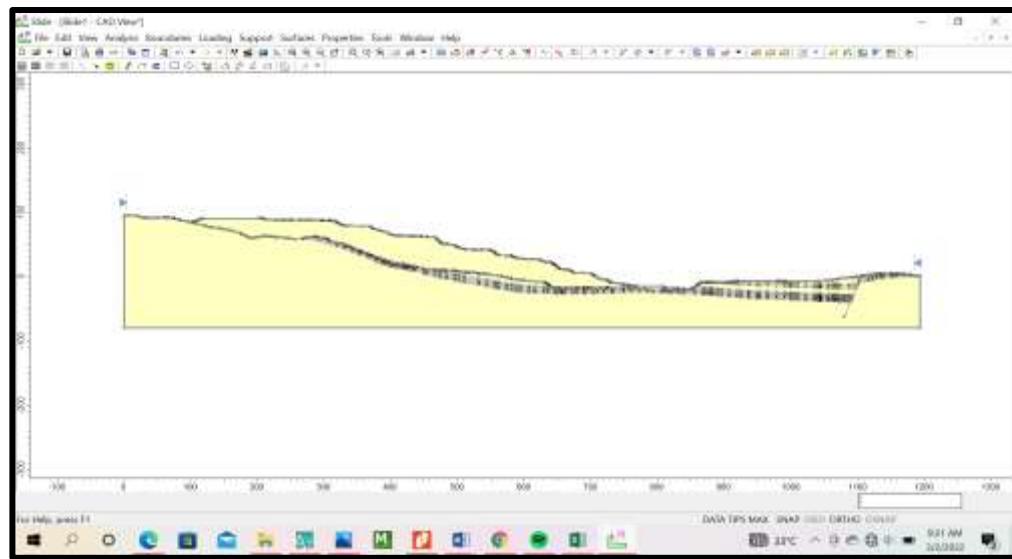
LAMPIRAN F

TAHAPAN PERMODELAN DENGAN SOFTWARE SLIDE

1. Memasukkan material *external boundary* dari model sayatan yang akan dianalisis dengan memilih menu *file>import DXF>External Boundary>Import>*Pilih file sayatan yang akan dianalisis.

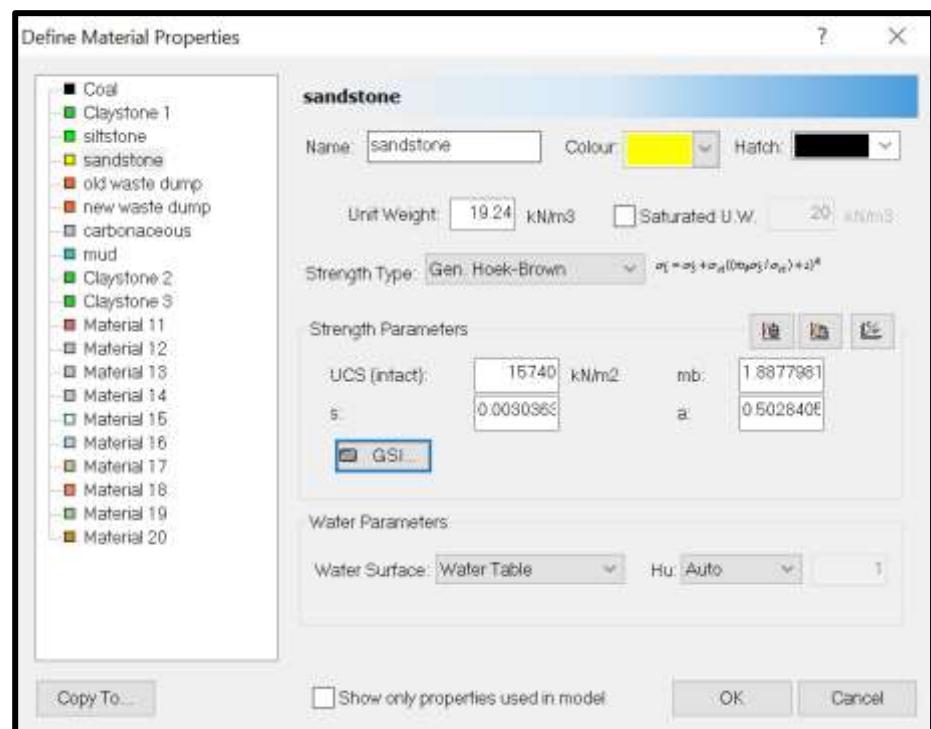


2. Memasukkan *Material Boundary* penyusun lereng,dengan menu *file>import DXF>Material Boundary>Import>*Pilih file sayatan yang akan dianalisis

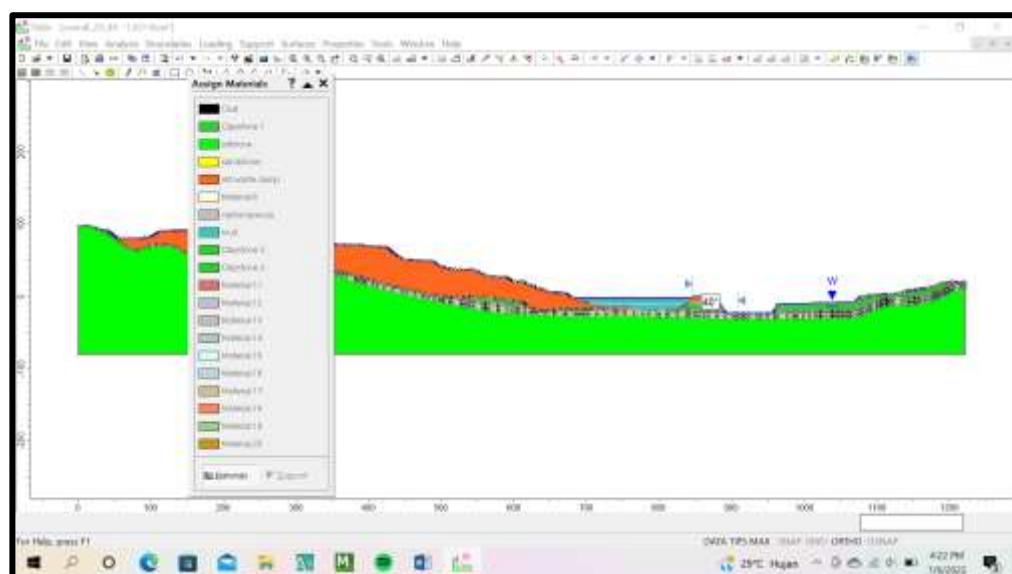


3. Melakukan input material properties pada material boundary penyusun lereng dengan klik menu *properties>define material>* lalu masukkan parameter

inputan bobot isi, dan menggunakan kriteria keruntuhan *Gen. Hoek-Brown* untuk batuan, setelah input nilai kuat tekan uniaksial serta GSI. Pada material disposal digunakan kriteria keruntuhan mohr coloumb sehingga untuk parameter yang diinput berupa nilai kohesi dan sudut gesek dalam.



4. Menyesuaikan *material properties* pada *material boundary* dengan menekan tombol **CTRL+A** >pilih jenis *material properties*> arahkan anak panah pada *material boundary* yang sudah sesuai dengan *material properties*.



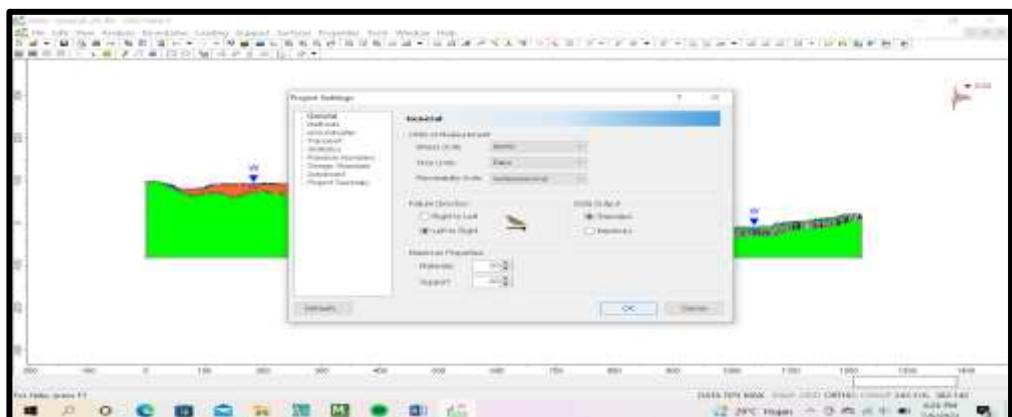
5. Memberikan *water table* diatas model sayatan dikarenakan diasumsikan analisis dilakukan pada lereng dengan kondisi kritis yaitu pada saat jenuh, klik menu *boundaries>Add water table > Properties > Hu > Auto*

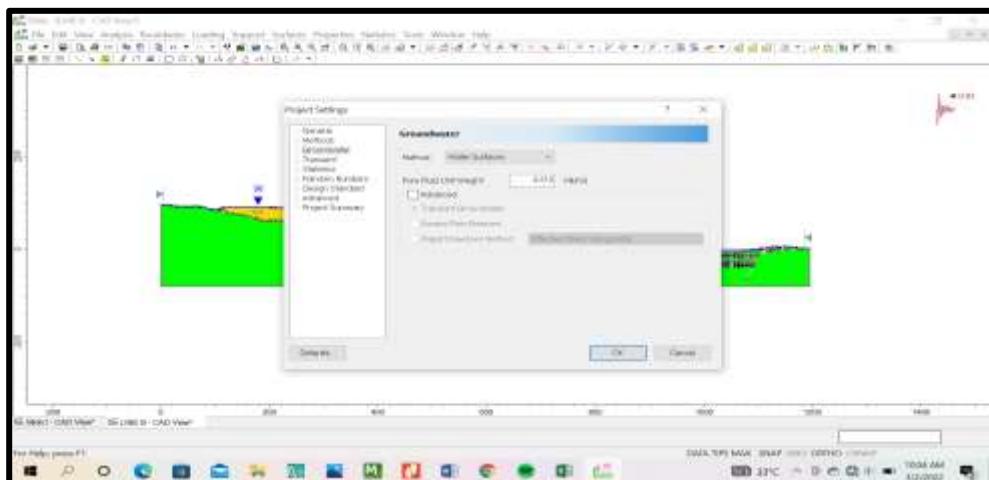


6. Melakukan input parameter kegempaan senilai 0.03 sesuai dengan peta zonasi kegempaan yang ada di lokasi penelitian dengan memilih menu *loading> seismic load*

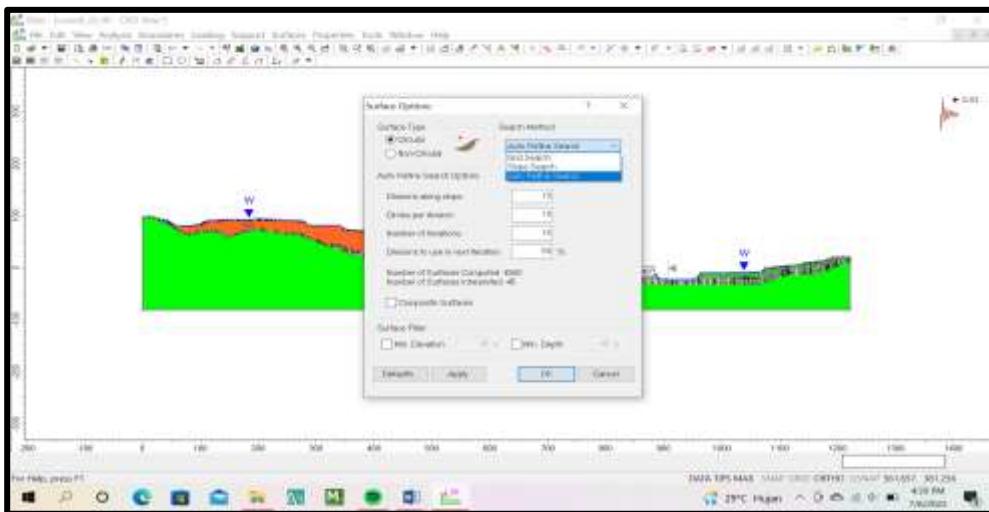


7. Klik menu *Analysis> Project setting* kemudian sesuaikan dengan model analisisnya.





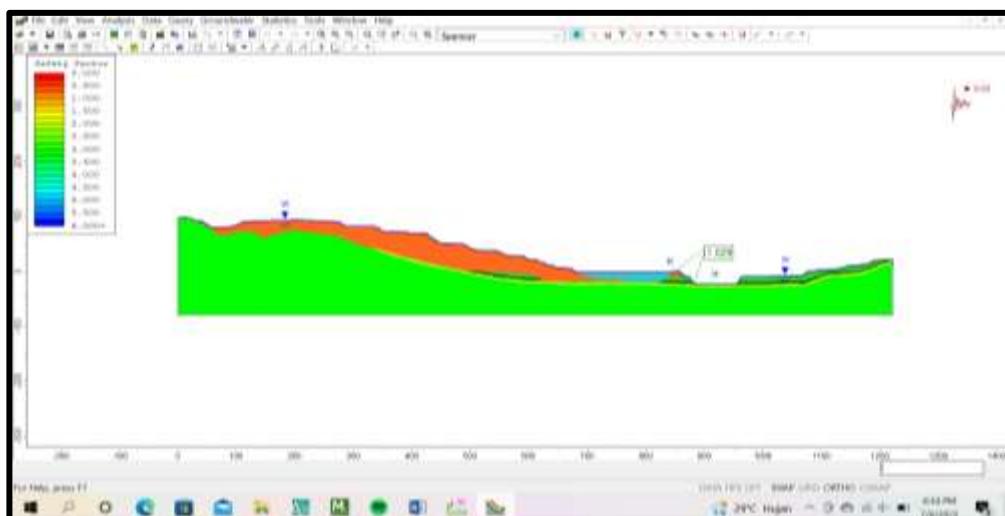
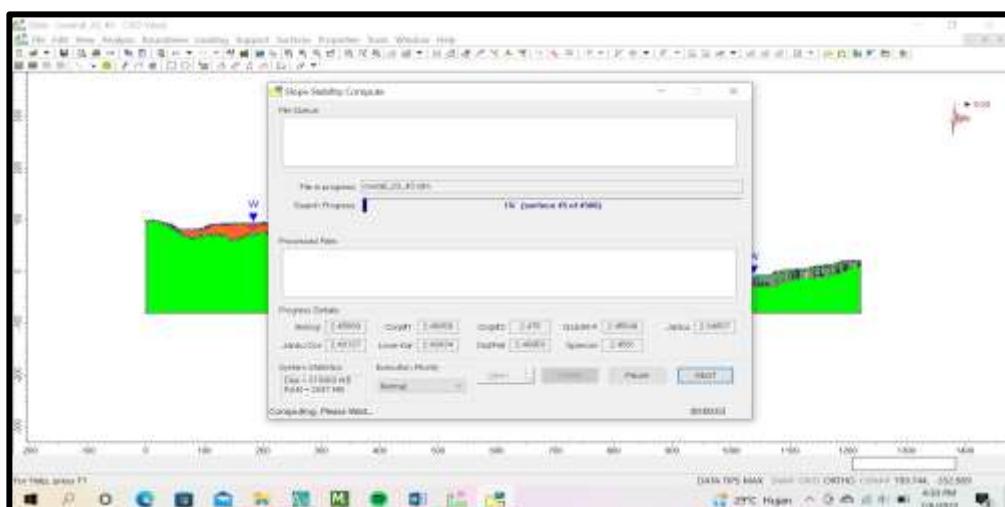
8. Memilih analisis dengan tipe *circular* dan untuk metodenya menggunakan *Auto Refine Search* dimana dengan metode tersebut dapat dicari nilai kestabilan lerengnya yang mungkin terjadi di semua obyek.



9. Arahkan *Slope limit* sesuai dengan bidang yang akan dilakukan analisis untuk lebih spesifik dalam penentuan FK, dengan klik kanan > *move limit*



10. Melakukan analisis dengan memilih tombol *compute* > *interpret*

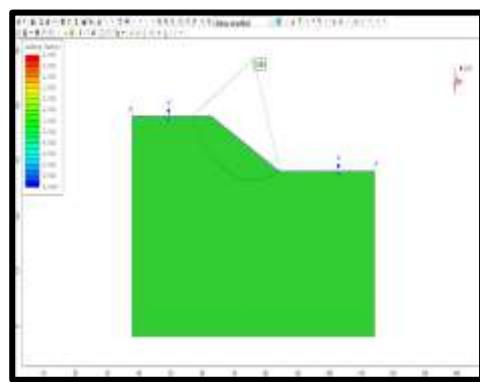


LAMPIRAN G

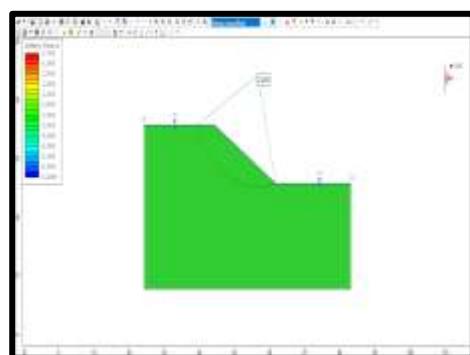
HASIL ANALISIS KESTABILAN

G.1. Hasil Analisis *Single Slope Claystone*

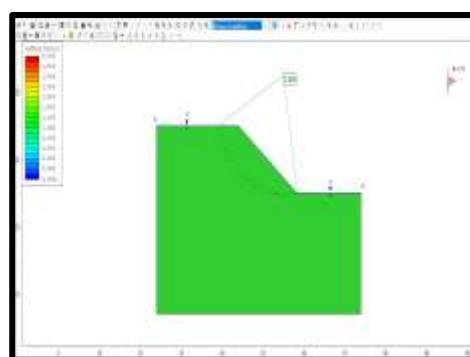
1. Analisis pada kemiringan 25^0 dengan metode Bishop *Simplified*



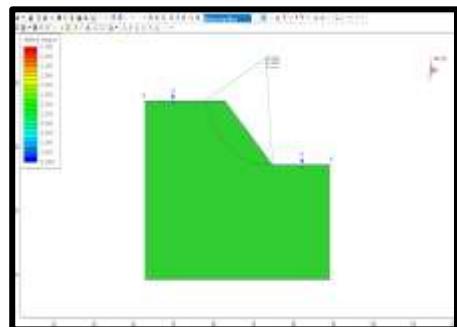
2. Analisis pada kemiringan 30^0 dengan metode Bishop *Simplified*



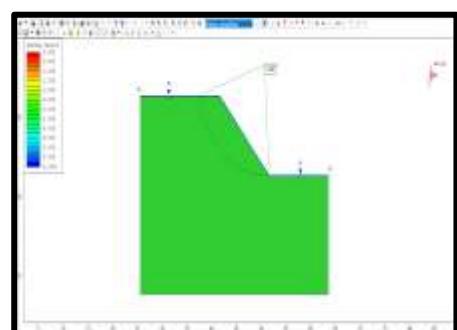
3. Analisis pada kemiringan 35^0 dengan metode Bishop *Simplified*



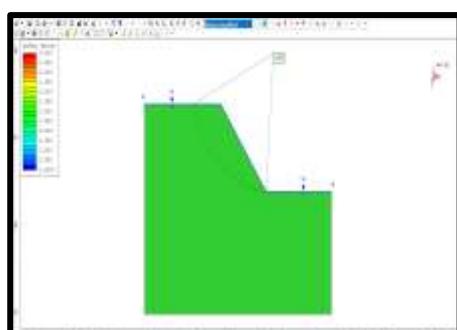
4. Analisis pada kemiringan 40^0 dengan metode Bishop *Simplified*



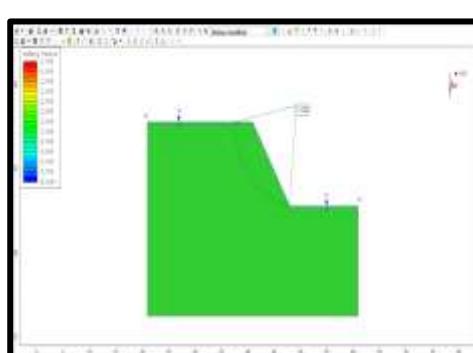
5. Analisis pada kemiringan 45^0 dengan metode Bishop *Simplified*



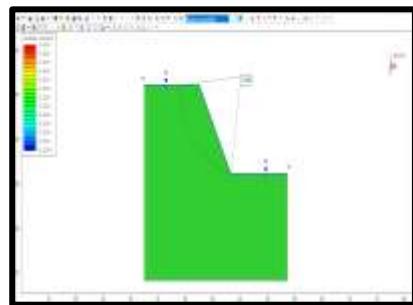
6. Analisis pada kemiringan 50^0 dengan metode Bishop *Simplified*



7. Analisis pada kemiringan 55^0 dengan metode Bishop *Simplified*

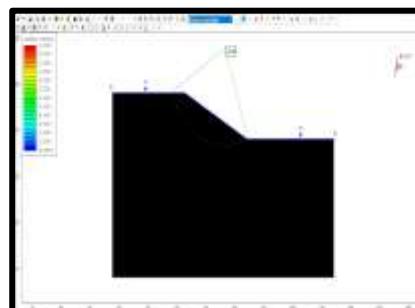


8. Analisis pada kemiringan 60^0 dengan metode Bishop *Simplified*

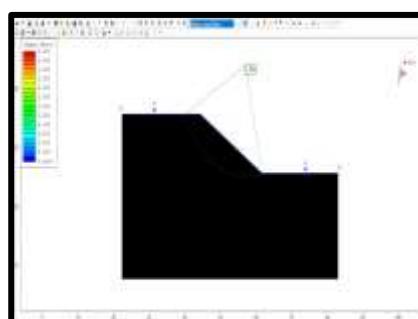


G.2. Hasil Analisis Single Slope Coal

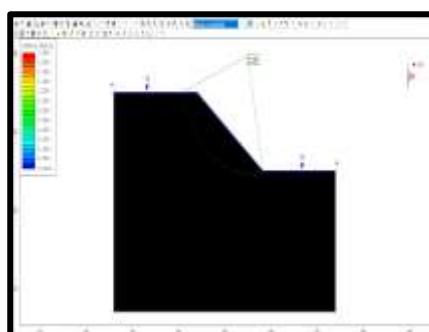
1. Analisis pada kemiringan 25^0 dengan metode Bishop *Simplified*



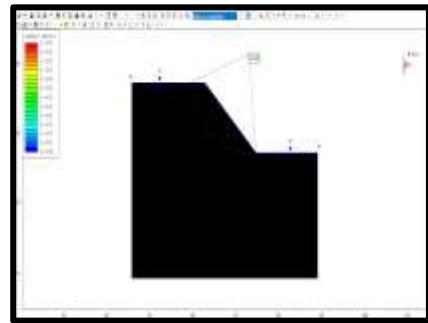
2. Analisis pada kemiringan 30^0 dengan metode Bishop *Simplified*



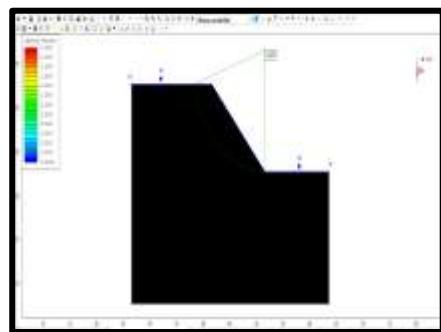
3. Analisis pada kemiringan 35^0 dengan metode Bishop *Simplified*



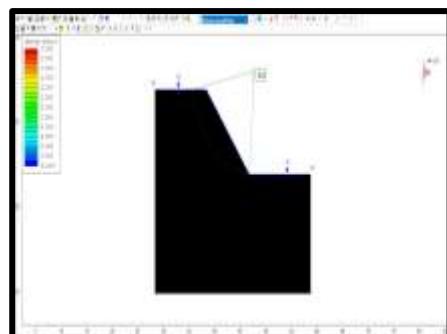
4. Analisis pada kemiringan 40^0 dengan metode Bishop *Simplified*



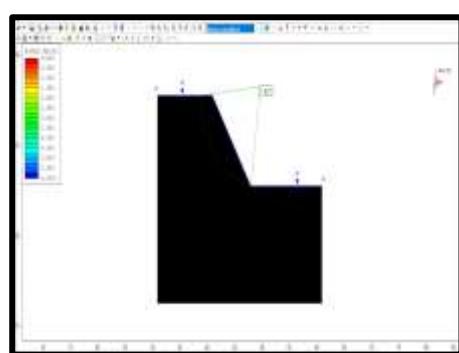
5. Analisis pada kemiringan 45^0 dengan metode Bishop *Simplified*



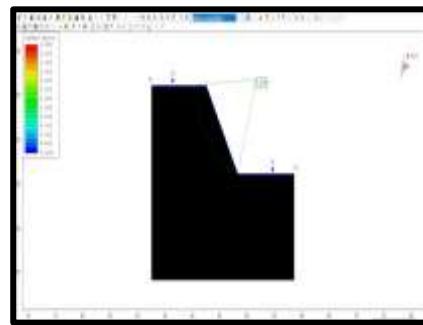
6. Analisis pada kemiringan 50^0 dengan metode Bishop *Simplified*



7. Analisis pada kemiringan 55^0 dengan metode Bishop *Simplified*

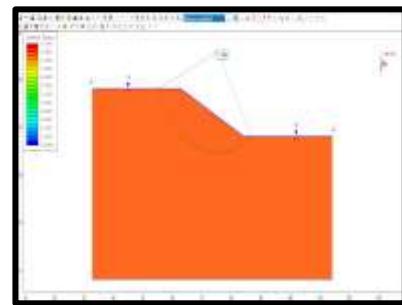


8. Analisis pada kemiringan 60^0 dengan metode Bishop *Simplified*

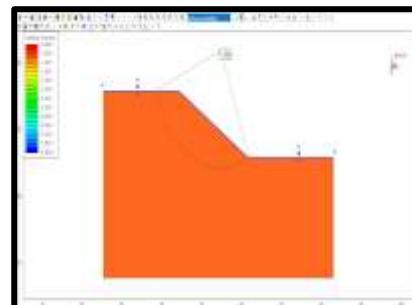


G.3. Hasil Analisis Single Slope Barrier Tinggi 10 meter

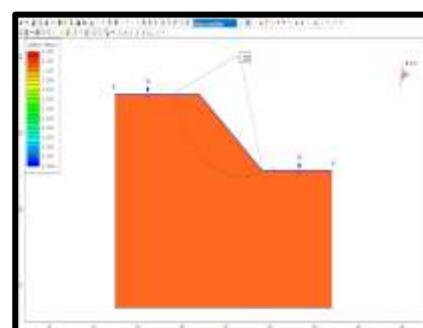
1. Analisis pada kemiringan 25^0 dengan metode Bishop *Simplified*



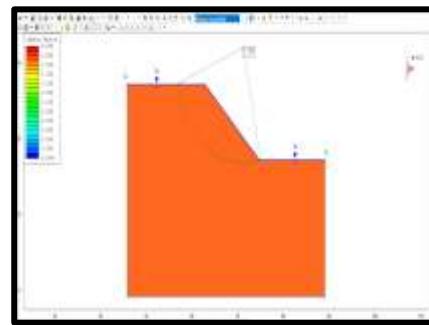
2. Analisis pada kemiringan 30^0 dengan metode Bishop *Simplified*



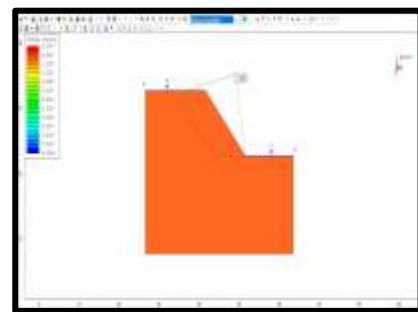
3. Analisis pada kemiringan 35^0 dengan metode Bishop *Simplified*



4. Analisis pada kemiringan 40^0 dengan metode Bishop *Simplified*

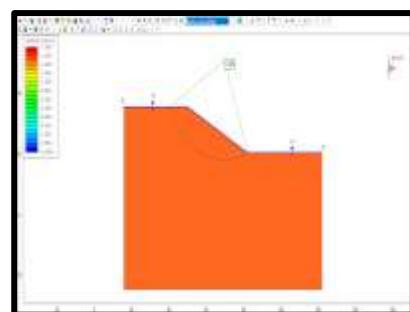


5. Analisis pada kemiringan 45^0 dengan metode Bishop *Simplified*

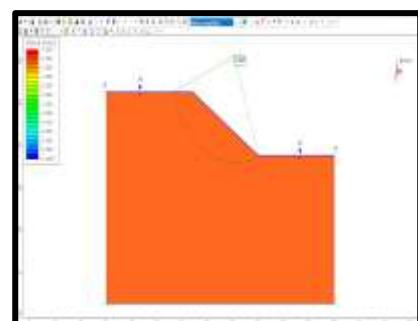


G.4. Hasil Analisis Single Slope Barrier Tinggi 15 meter

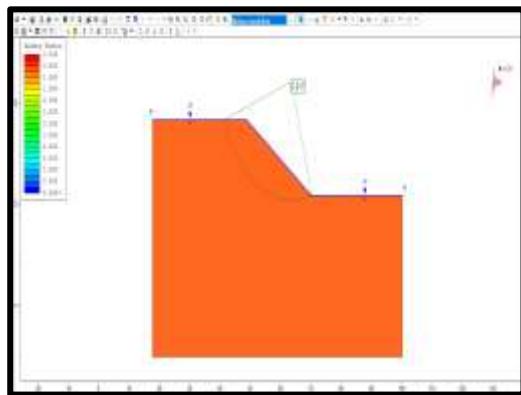
1. Analisis pada kemiringan 25^0 dengan metode Bishop *Simplified*



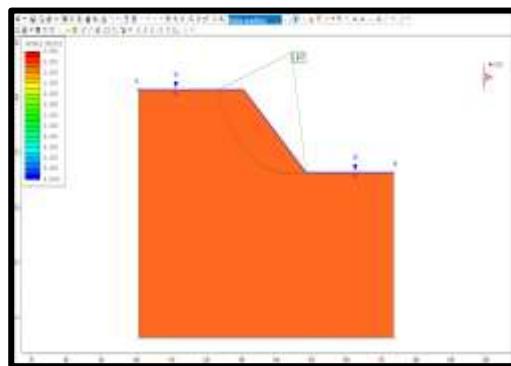
2. Analisis pada kemiringan 30^0 dengan metode Bishop *Simplified*



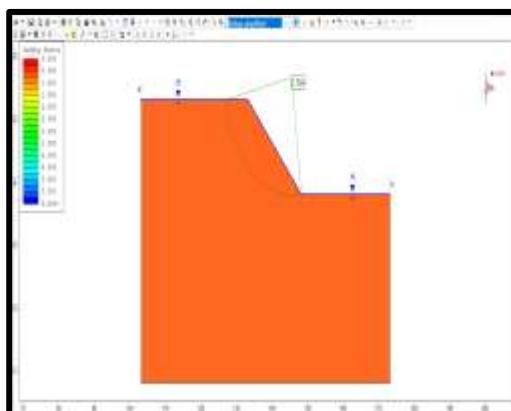
3. Analisis pada kemiringan 35^0 dengan metode Bishop *Simplified*



4. Analisis pada kemiringan 40^0 dengan metode Bishop *Simplified*

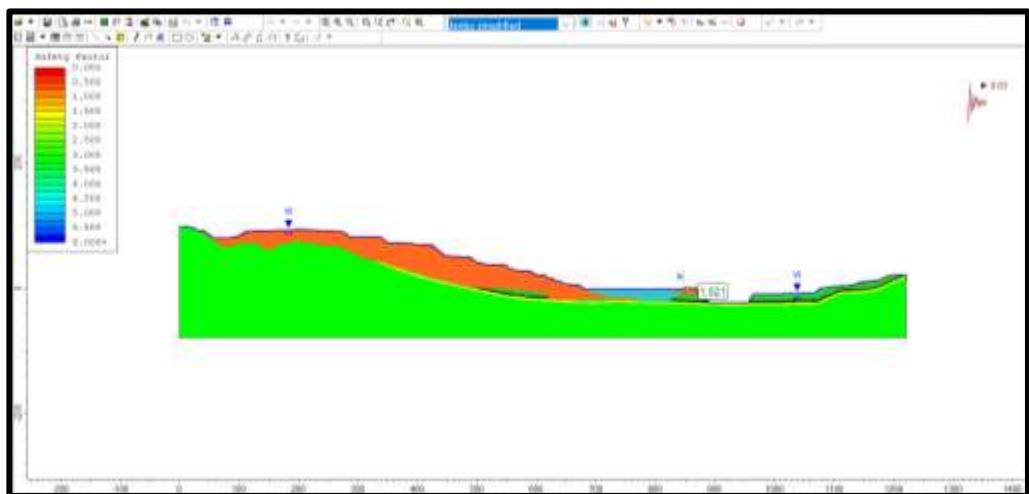
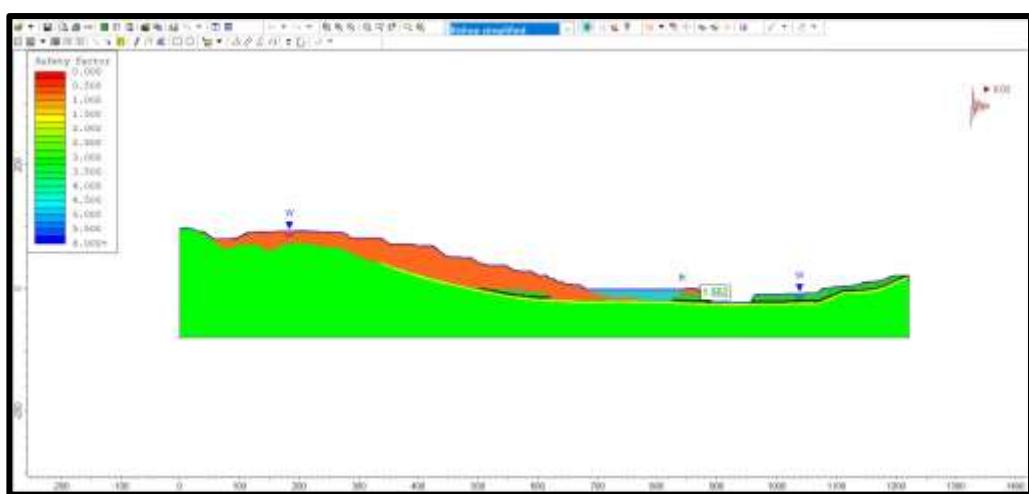
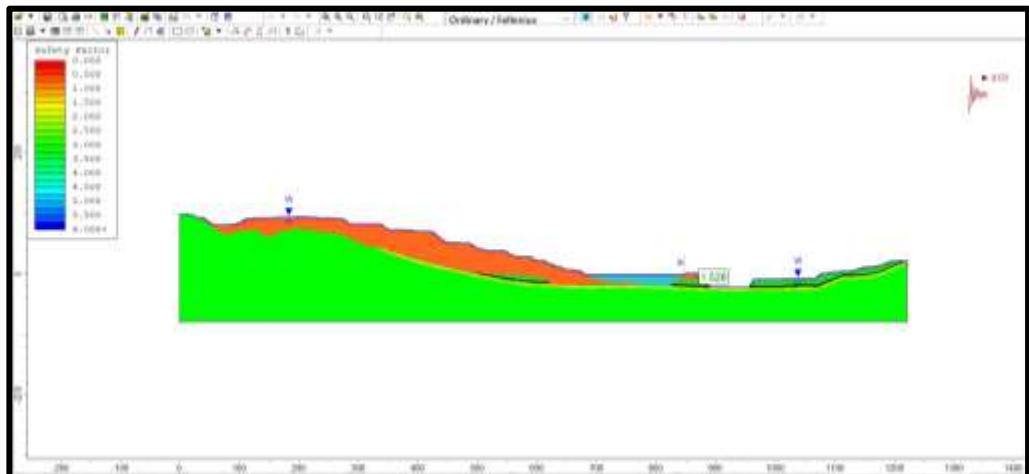


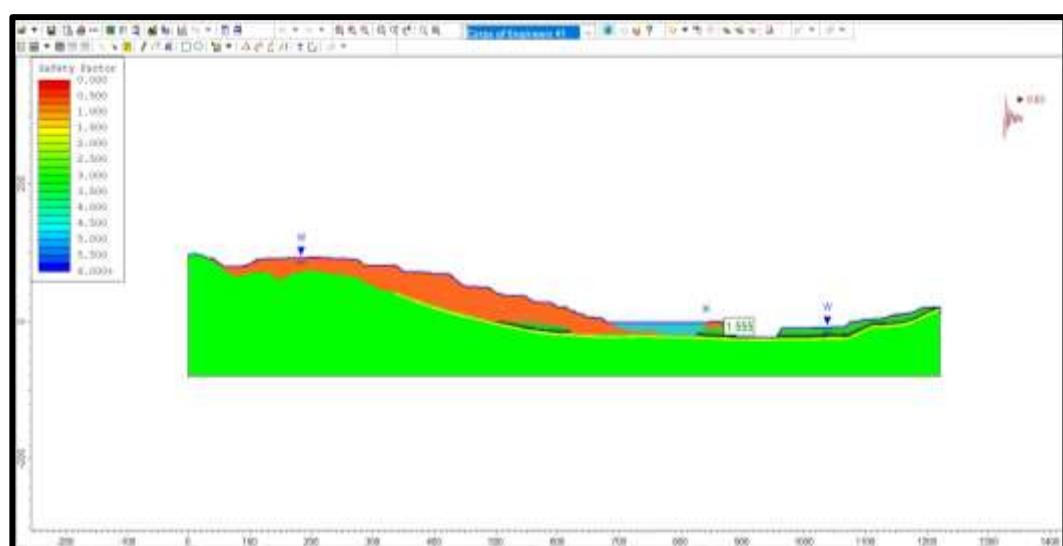
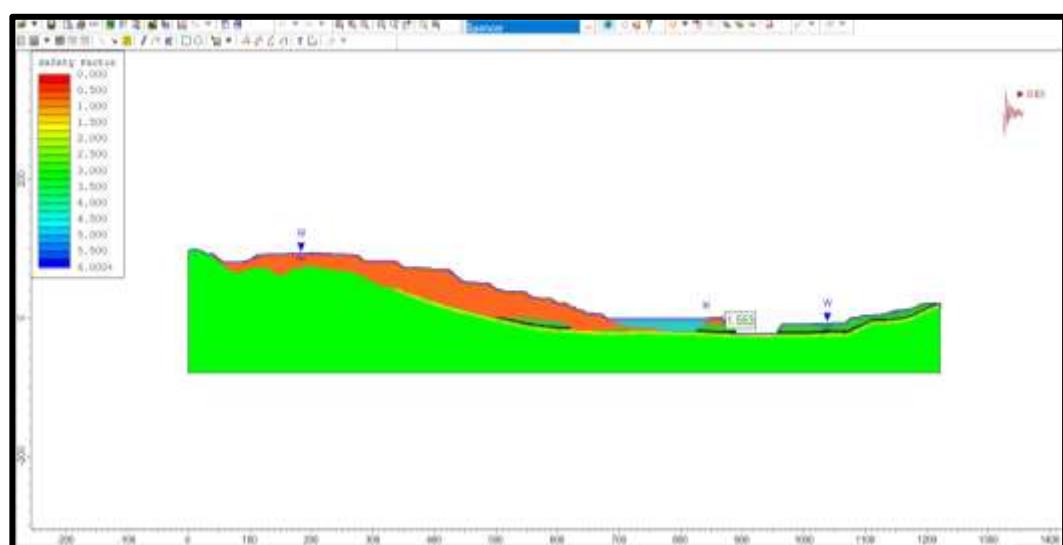
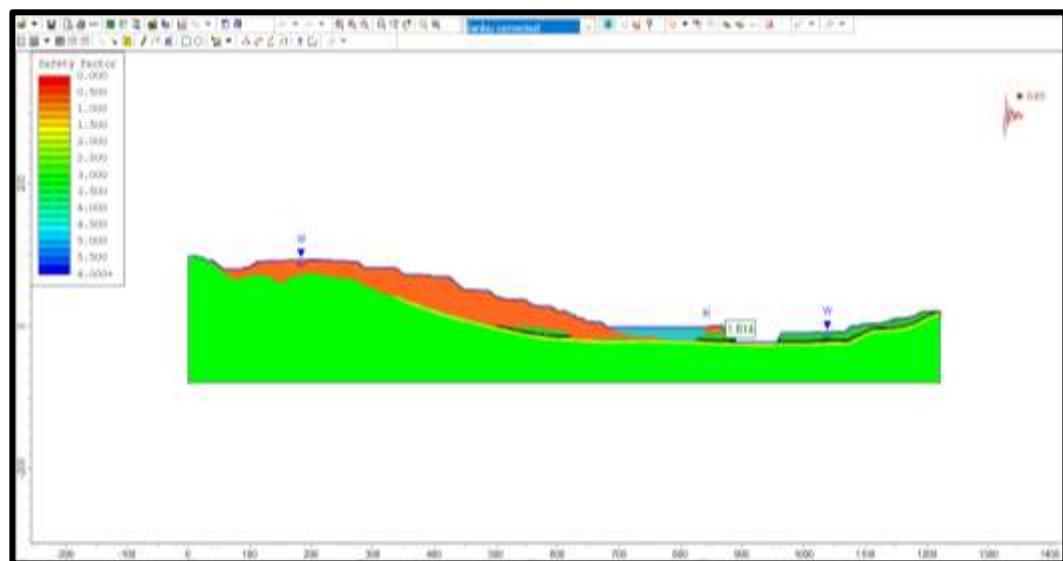
5. Analisis pada kemiringan 45^0 dengan metode Bishop *Simplified*

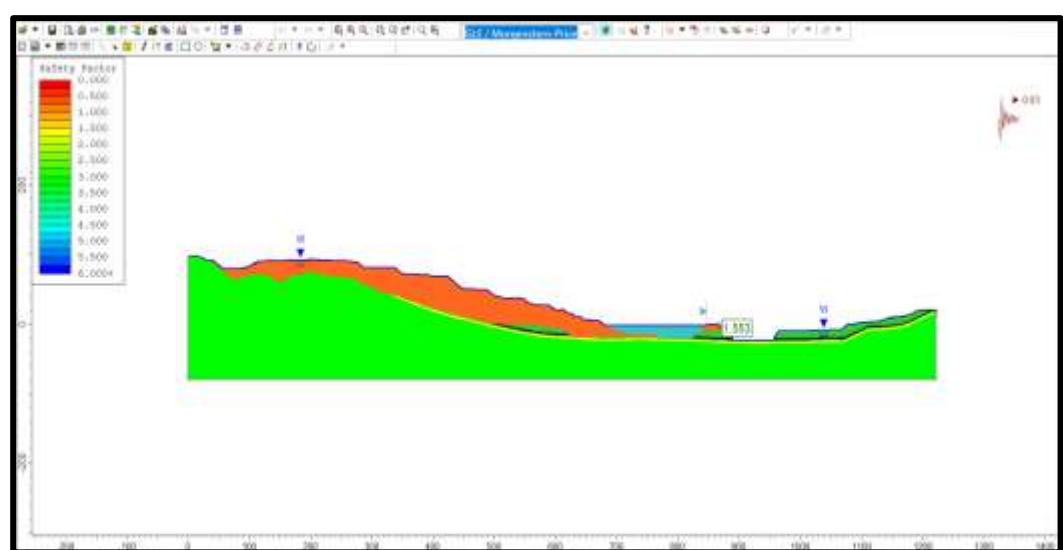
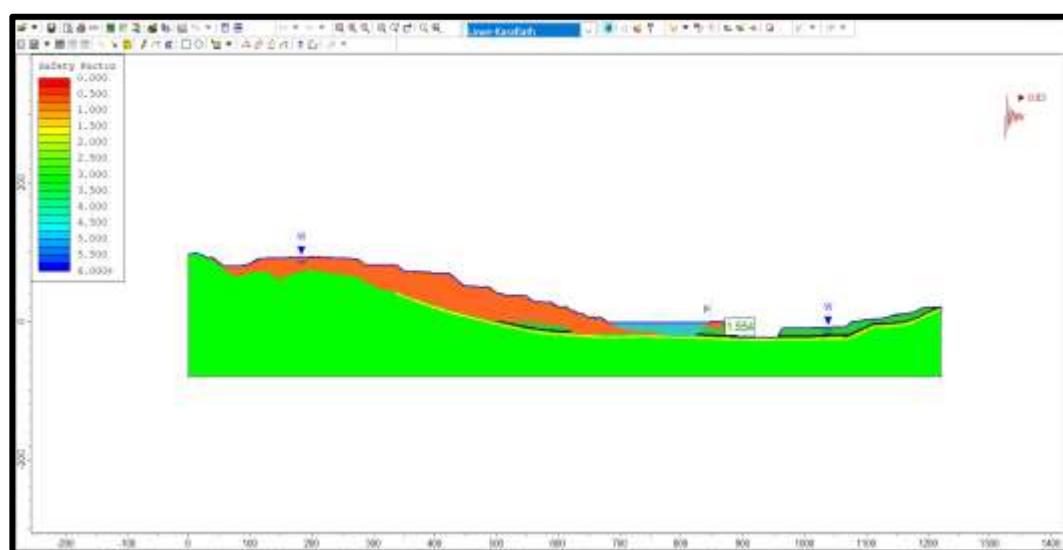
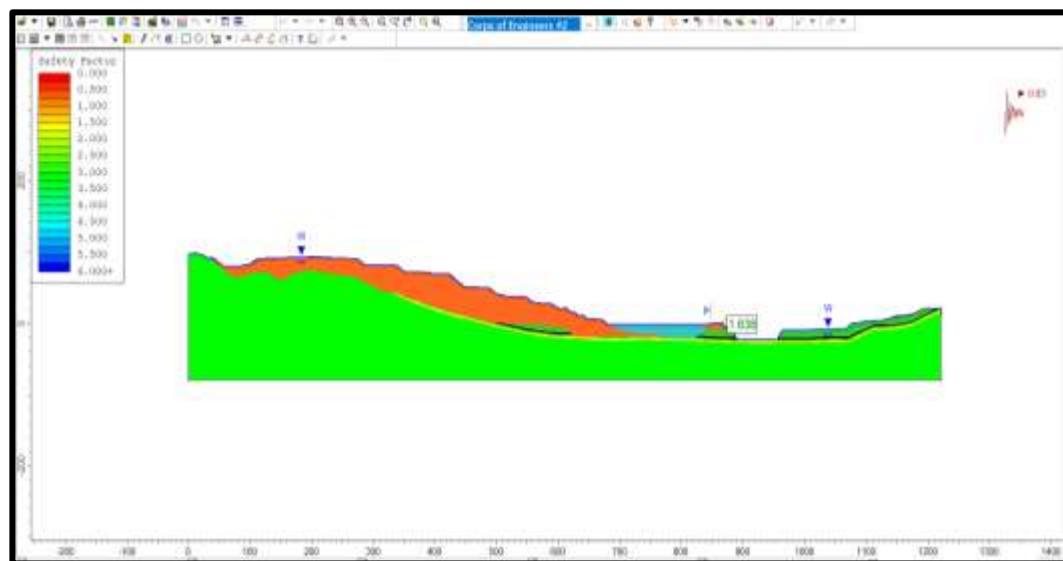


G.5. Hasil Analisis *Overall Slope* Dengan Geometri yang Ditentukan

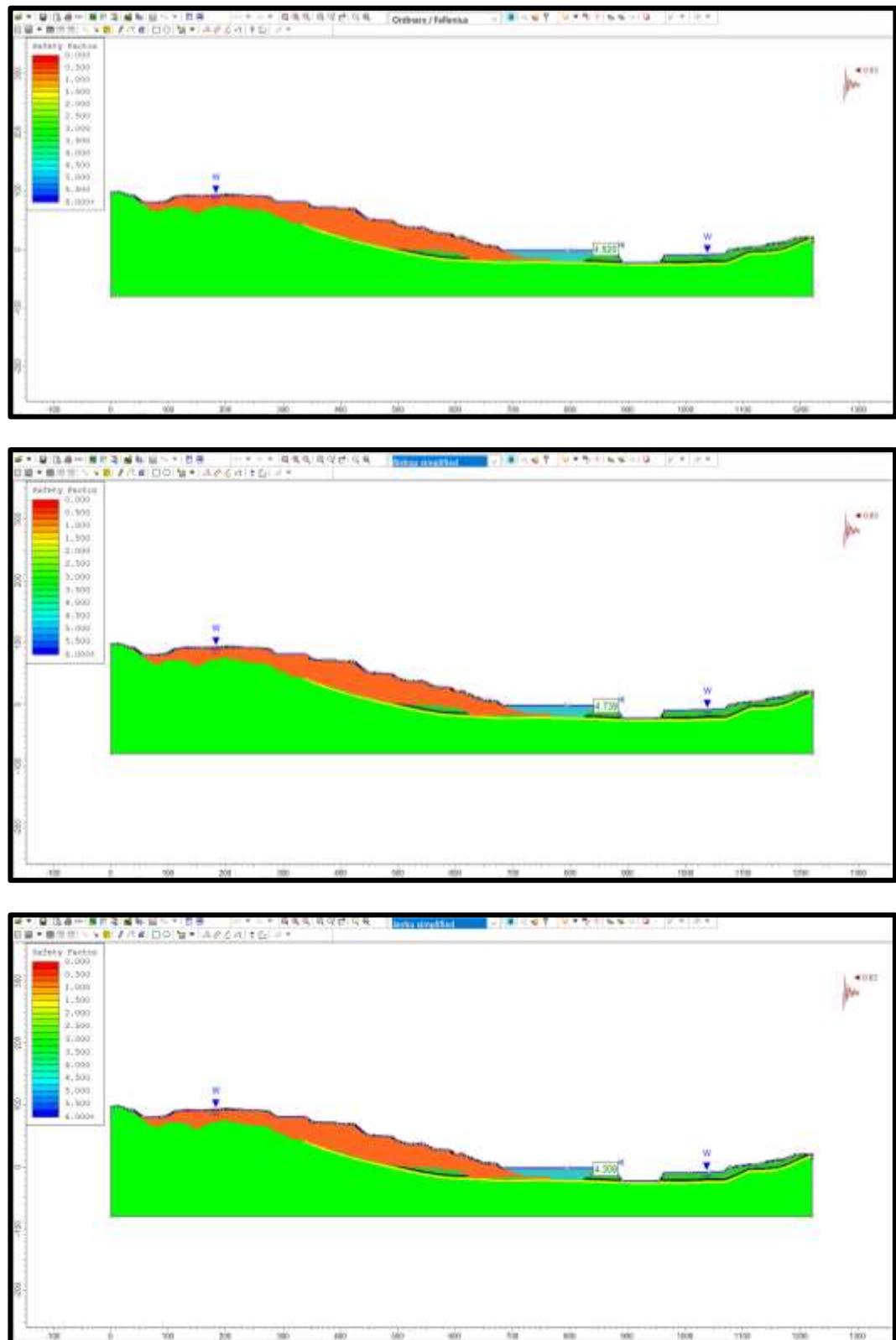
1. Analisis *overall slope* ke arah *pit* dengan tinggi 10 meter, lebar 20 meter dan kemiringan 45^0

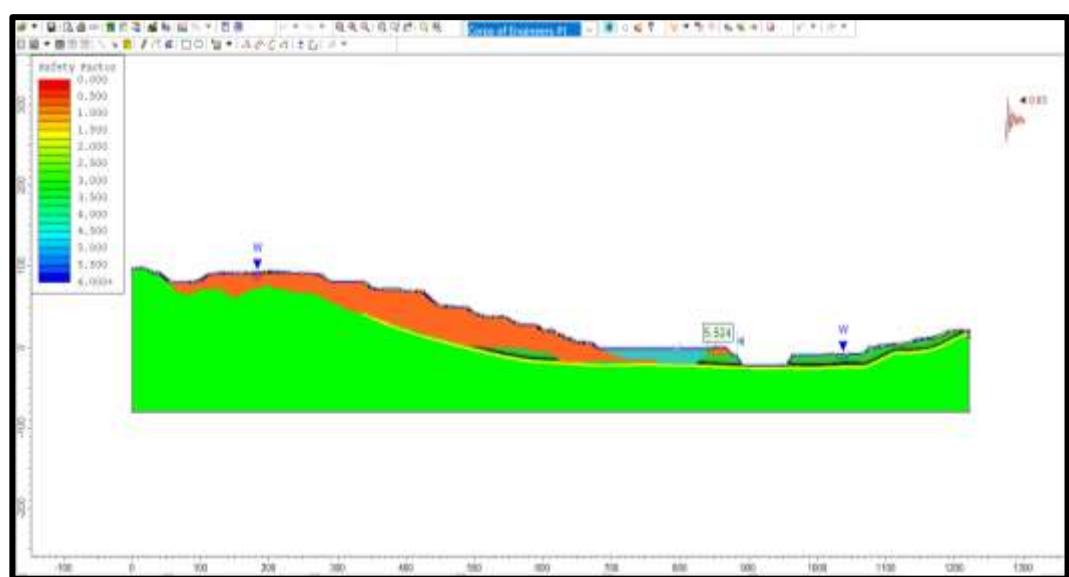
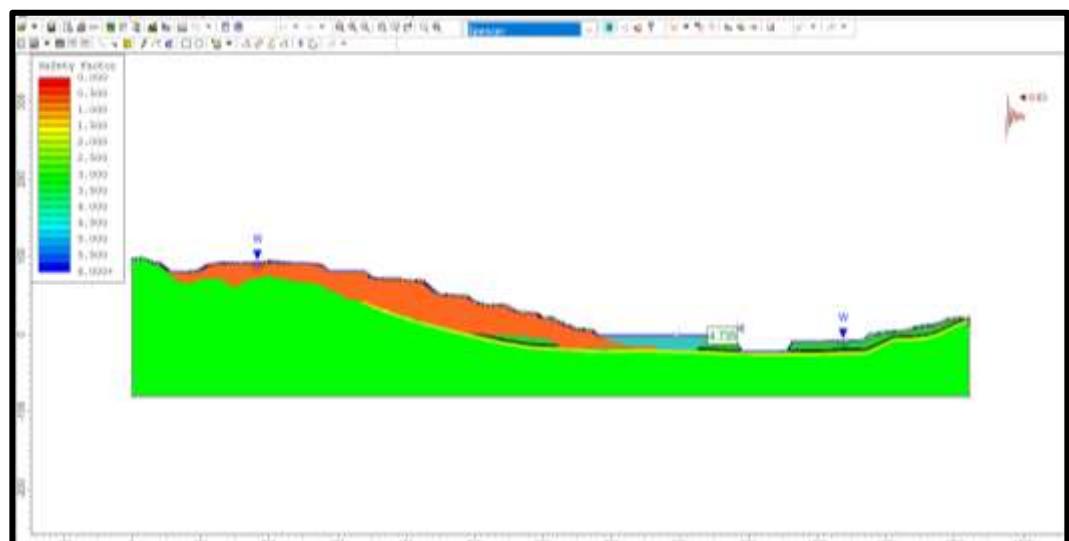
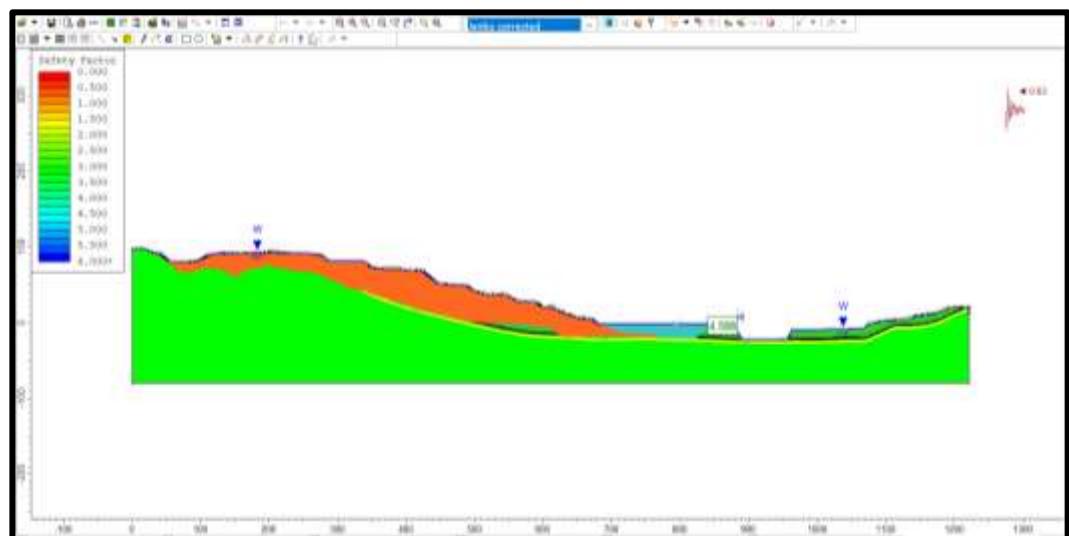


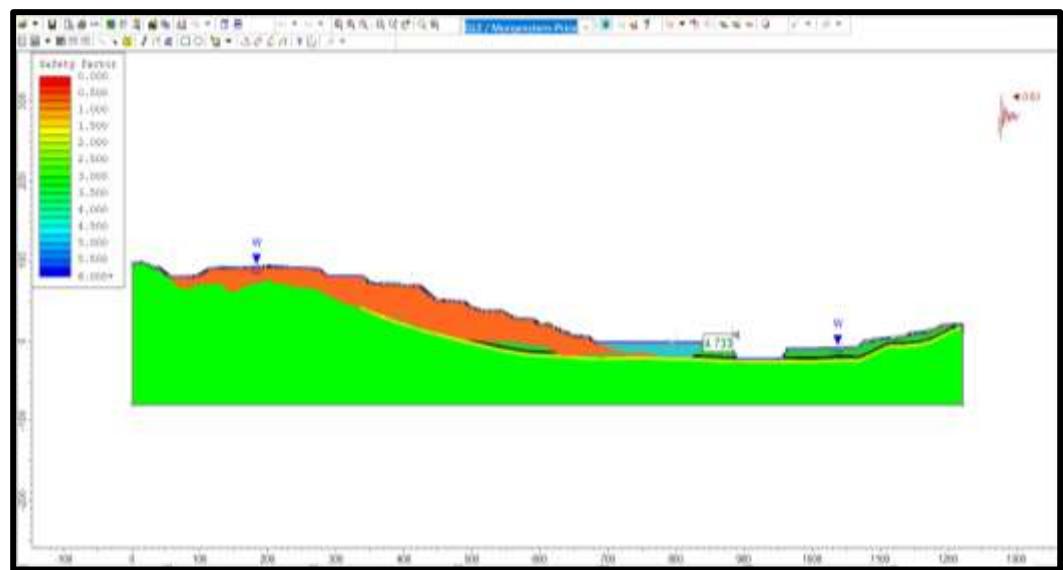
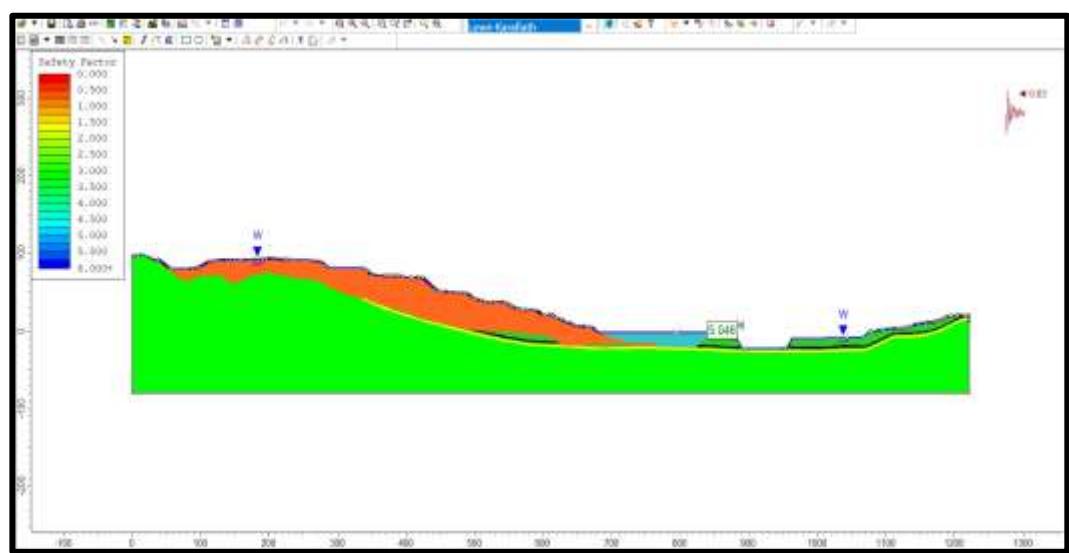
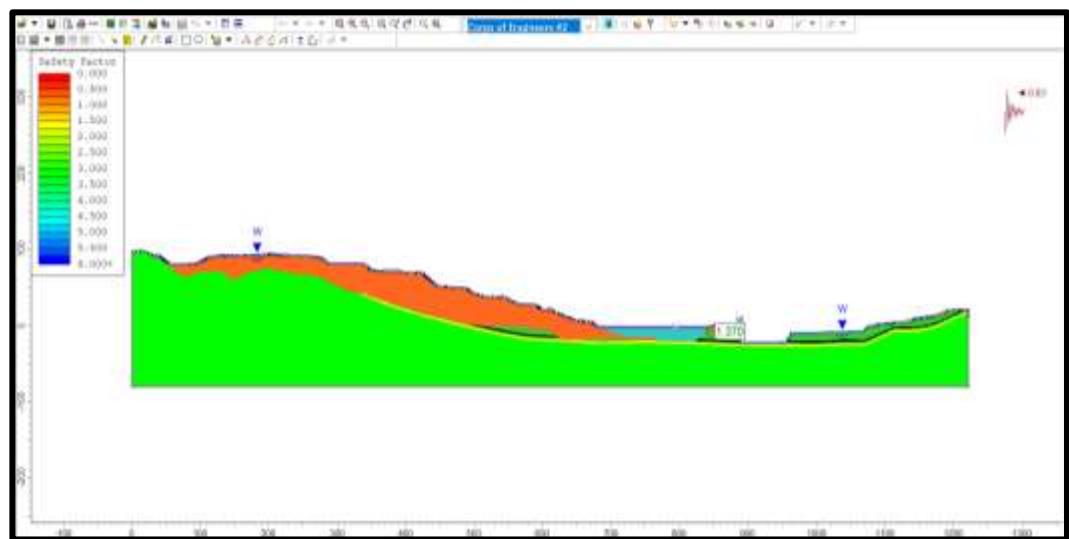




2. Analisis *overall slope* ke arah *sump* dengan panjang 20 meter dan kemiringan 45^0



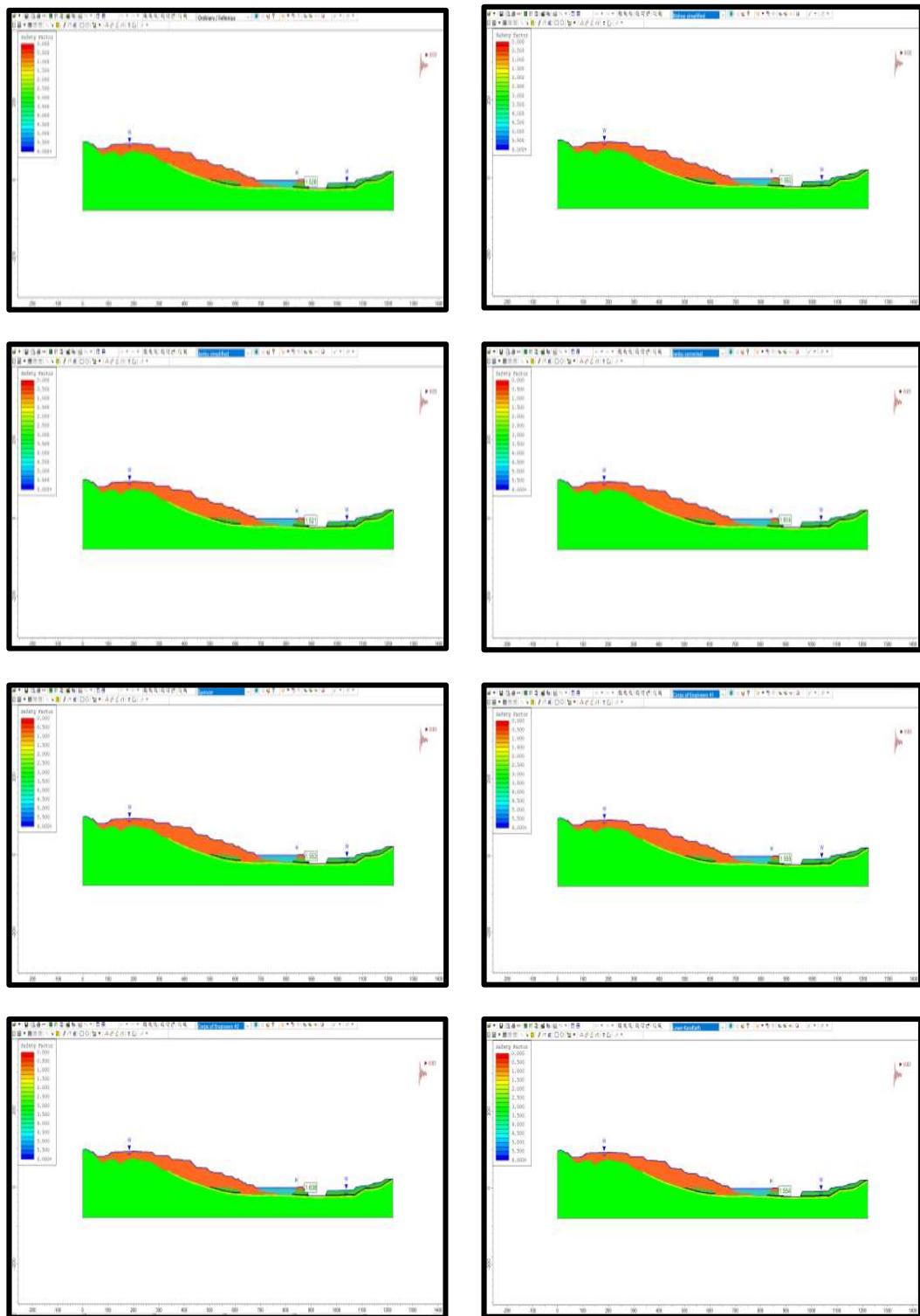


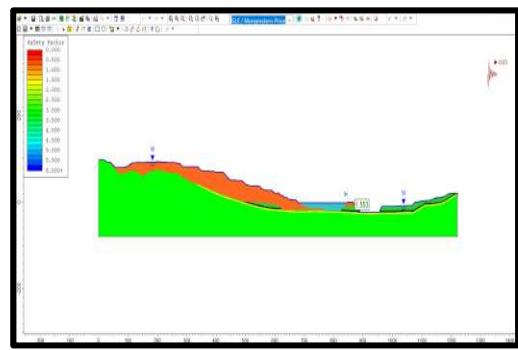


G.6. Hasil Analisis Stabilitas Desain Akhir Penambangan

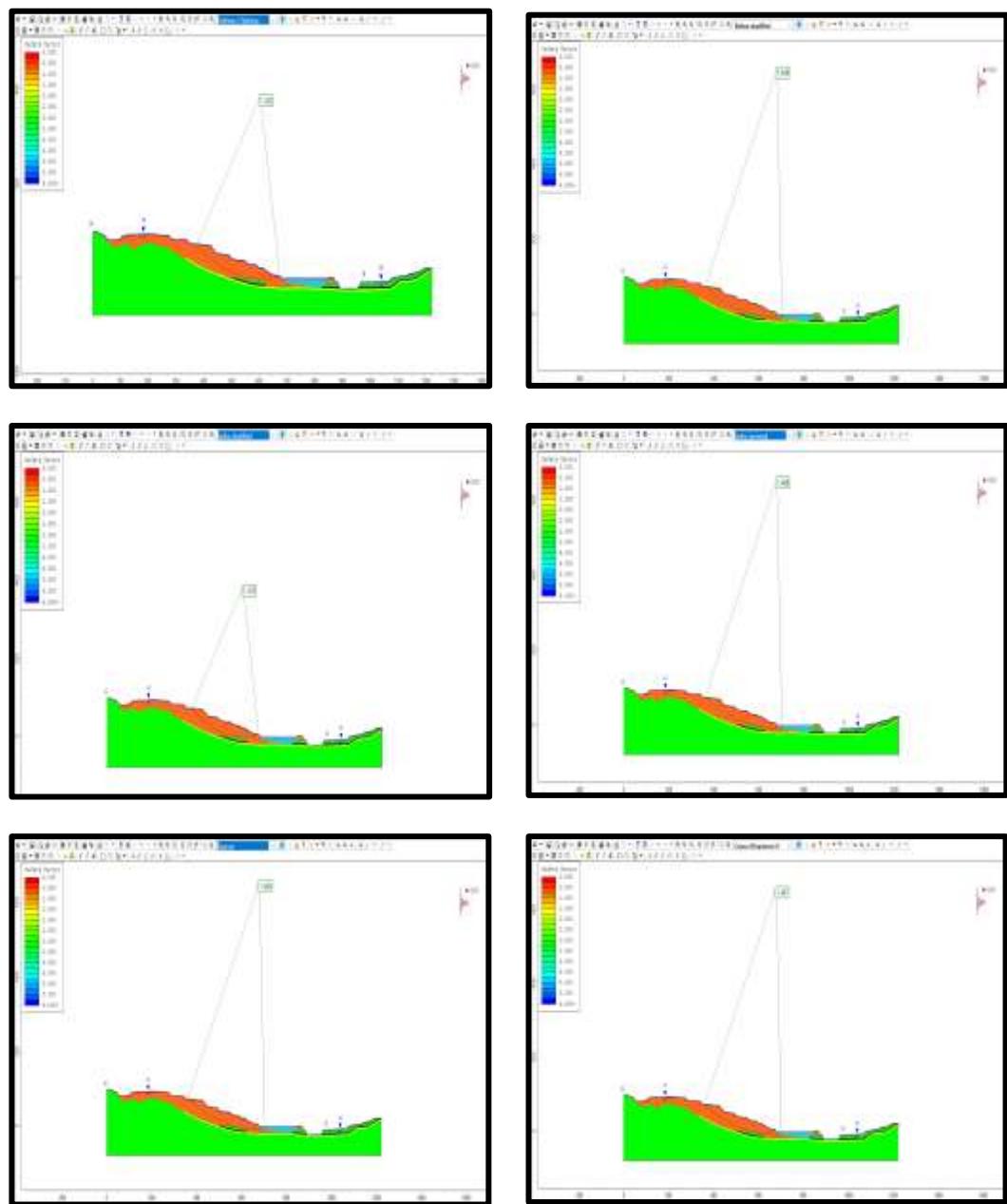
1. Penampang Sayatan Line A-A'

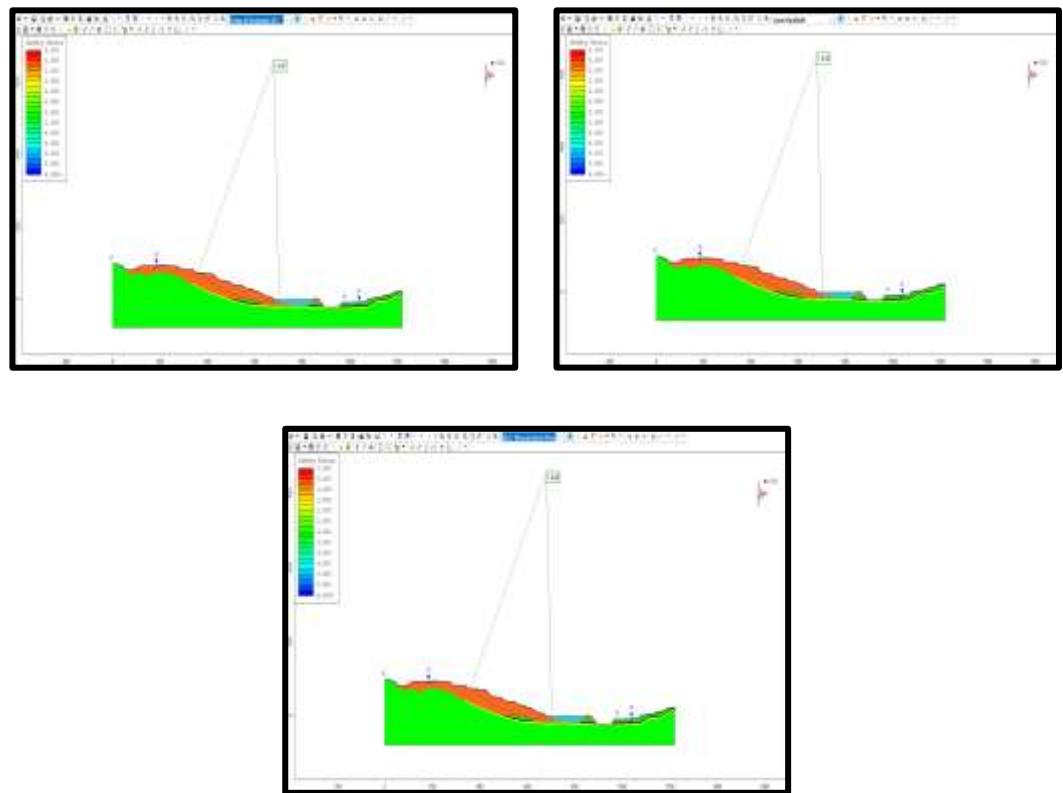
a. Line A-A' pada *Barrier To Pit*



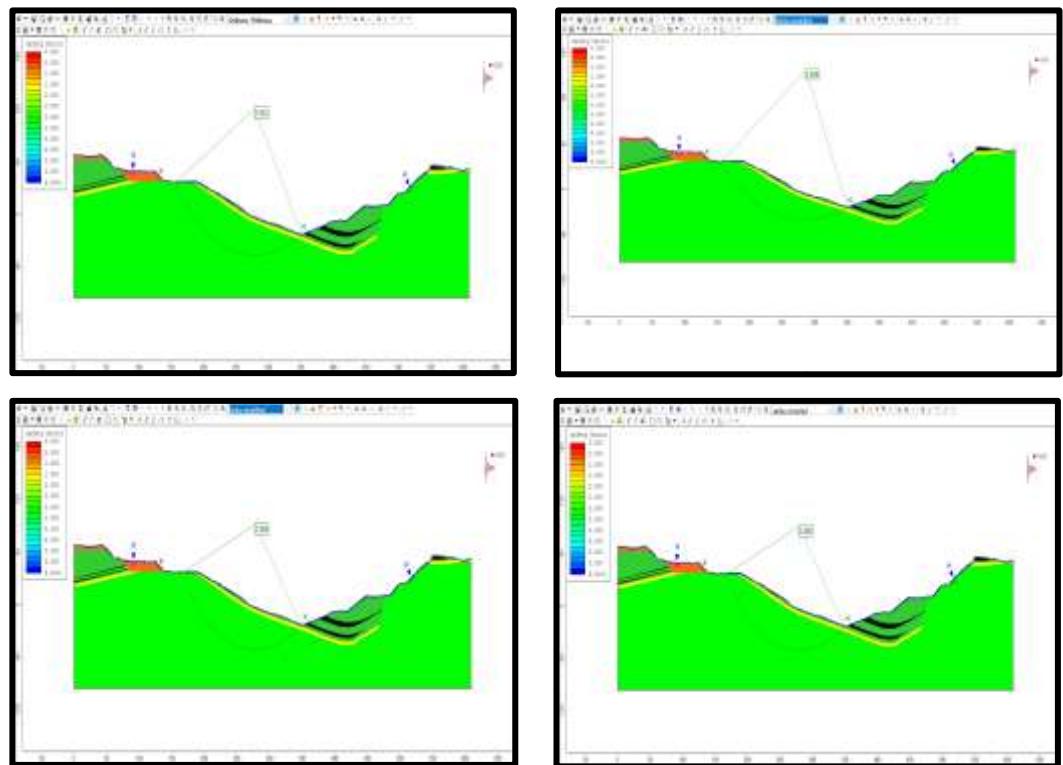


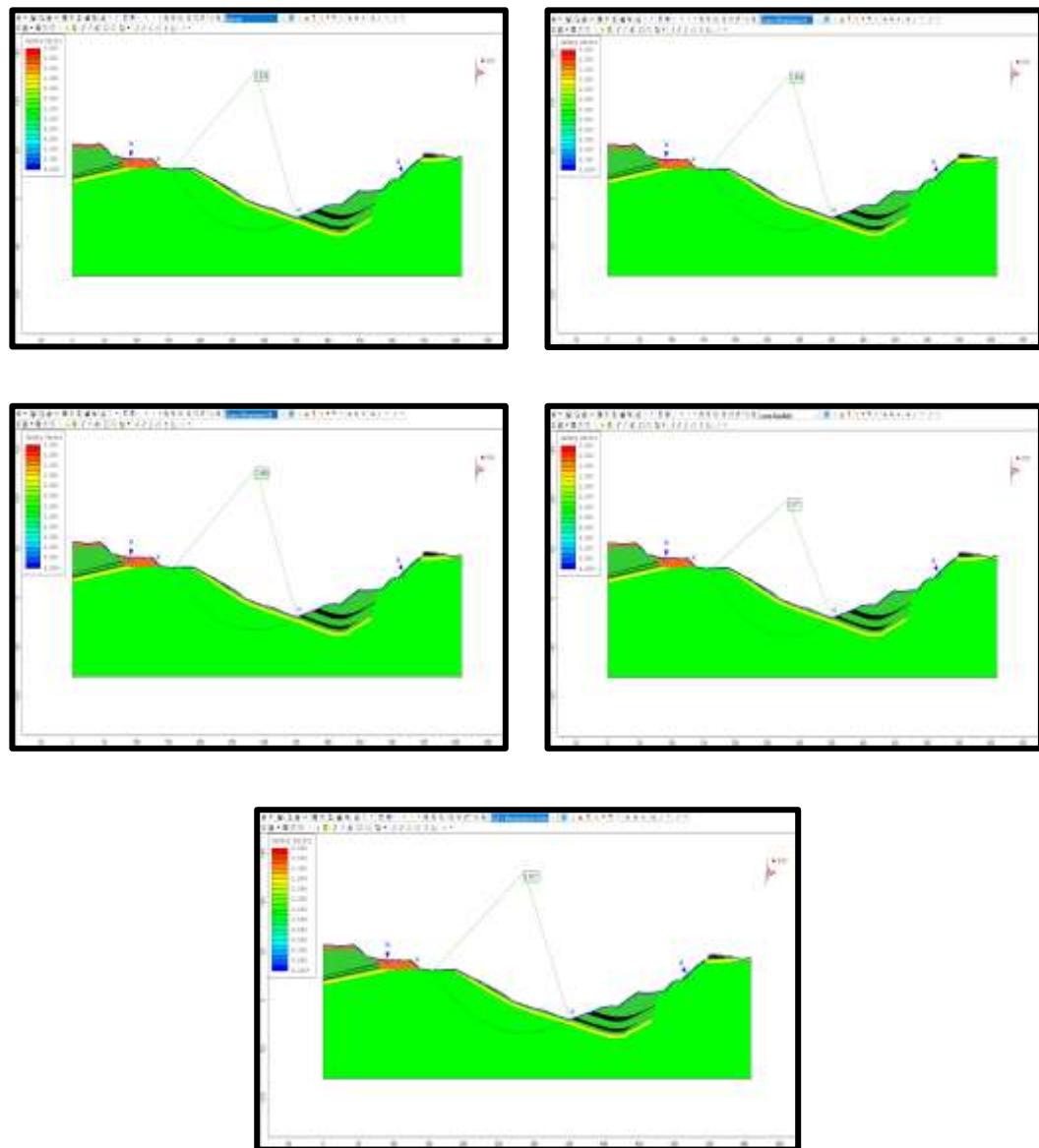
b. Line A-A' pada disposal





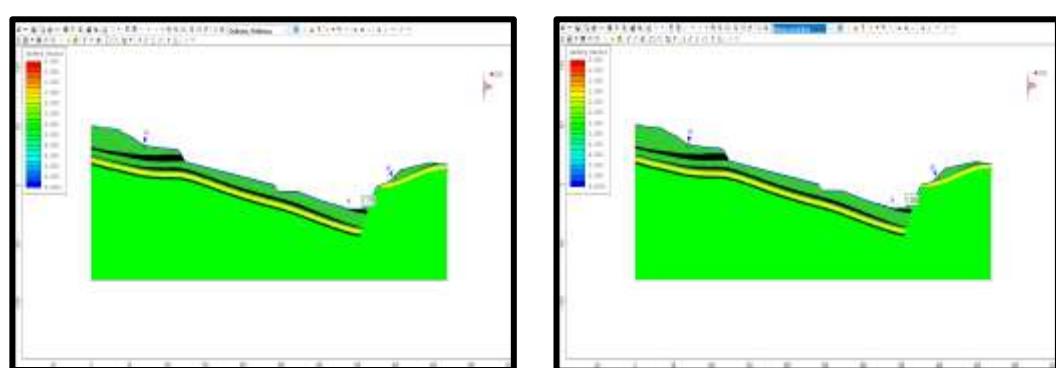
2. Penampang Sayatan *Line B-B'*

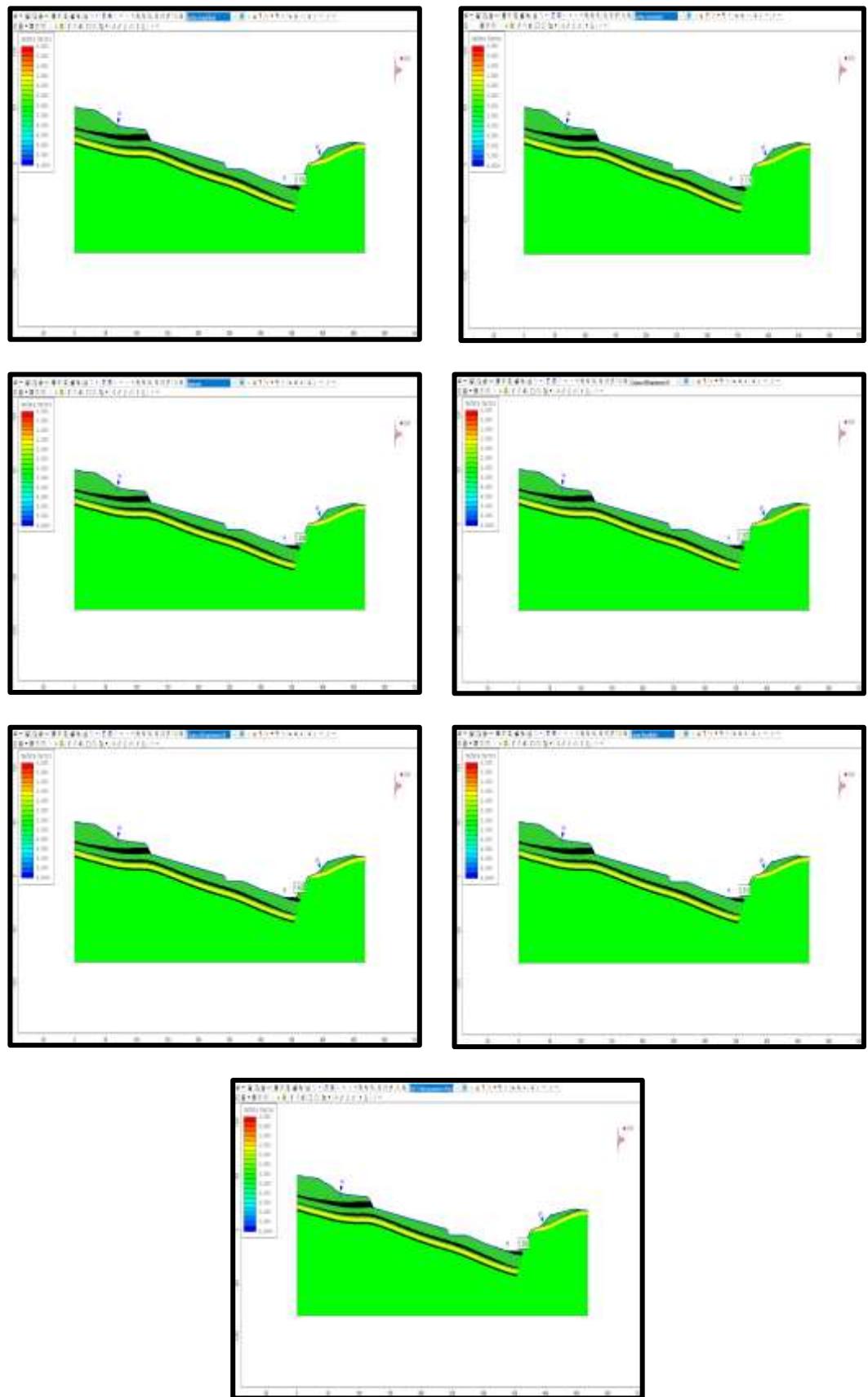




3. Penampang Sayatan *Line C-C'*

a. Analisis Lereng *Highwall*





b. Analisis Lereng Lowwall

