



PENENTUAN KEKUATAN
JANGKA PANJANG

MASSA BATUAN

Singgih Saptono

PENENTUAN KEKUATAN JANGKA PANJANG MASSA BATUAN

Singgih Saptono



**PENENTUAN KEKUATAN JANGKA PANJANG
MASSA BATUAN**

Penulis

Singgih Saptono

Tata Letak

Ulfa

Desain Sampul

HUFA

14.5 x 20.5 cm, xi + 89 hlm.

Cetakan I, Mei 2021

ISBN: 978-623-7840-06-0

Diterbitkan oleh:

LPPM UPN Veteran Yogyakarta

Hak cipta dilindungi oleh undang-undang.

Dilarang mengutip atau memperbanyak sebagian atau seluruh isi buku ini tanpa izin tertulis dari penerbit.

KATA PENGANTAR

Dengan rahmat Tuhan Yang Maha Esa, buku Penentuan Kekuatan Jangka Panjang Massa Batuan ini dapat diselesaikan dengan baik. Dalam tahun-tahun terakhir ini dapat dilihat bahwa perkembangan industri pertambangan. Perkembangan ini tentunya memerlukan sumberdaya manusia yang handal, mengerti dan paham terhadap Sistem Klasifikasi Massa Batuan Untuk Tambang Terbuka. Selama ini masih jarang dijumpai tulisan berupa buku mengenai geomekanika khususnya Sistem Klasifikasi Massa Batuan Untuk Tambang Terbuka dalam bahasa Indonesia untuk dapat dengan mudah dipahami baik untuk kalangan mahasiswa, akademik, peneliti maupun praktisi di lapangan. Untuk itu perlu adanya sebuah buku Sistem Klasifikasi Massa Batuan Untuk Tambang Terbuka yang disusun secara komprehensif.

Sudah barang tentu bahwa buku ini tidak dapat dibuat dengan sempurna sehingga masih banyak perbaikan yang harus dilakukan apakah karena adanya kesalahan cetak, tata letak, duplikasi informasi maupun kelengkapan materi lainnya yang untuk sementara ini masih belum dapat menjawab berbagai pertanyaan permasalahan teori dan praktek di lapangan. Di akhir halaman ini para penulis paikan penghargaan kepada berbagai pihak yang langsung maupun tidak langsung memberikan kontribusi kepada penulisan buku ini. Namun

beberapa pihak tertentu dengan tulus patut kami sampaikan ucapan terimakasih kepada: M. Rahman Yulianto dan Vega Vergiagara (mahasiswa S2 Program Geomekanika) yang telah meluangkan waktunya untuk melakukan koreksi pengetikan, tabel dan gambar serta”formatting”. Selain itu terimakasih juga kami sampaikan kepada semua pihak yang membantu dalam penulisan buku ini.

Yogyakarta, Januari 2020

(Tim Penyusun)

DAFTAR ISI

KATA PENGANTAR.....	iii
DAFTAR ISI.....	v
DAFTAR GAMBAR	vi
DAFTAR TABEL.....	x
BAB I	
PENDAHULUAN.....	1
BAB II	
UJI LABORATORIUM	5
2.1. Analisis Sayatan Tipis	5
2.2. Uji Geser Rayapan Skala Besar	6
2.3. Uji Geser Blok besar.....	17
2.4. Penentuan Kekuatan Bidang Kekar	19
2.5. Penentuan Hubungan GSI dengan RMR	22
BAB III	
ANALISIS STABILITAS LERENG TUNGGAL.....	29
3.1. Parameter Batuan.....	31
3.2. Pendekatan Analisis	32
3.3. Pengembangan Grafik Stabilitas Lereng.....	42
DAFTAR PUSTAKA.....	71

DAFTAR GAMBAR

Gambar 1.	Hasil uji rayapan geser ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm	7
Gambar 2.	Model H - K.....	8
Gambar 3.	Pengaruh waktu pada modulus geser visko elastik G_2	10
Gambar 4.	Pengaruh waktu terhadap koefisien viskos η_1	10
Gambar 5.	Perbandingan hasil perhitungan model rayapan batupasir halus ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm	11
Gambar 6.	Kurva modulus geser terhadap waktu	12
Gambar 7.	Modulus geser jangka panjang batupasir halus ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm.....	13
Gambar 8.	Selubung kekuatan geser jangka panjang.....	16
Gambar 9.	Grafik hubungan antara tegangan geser terhadap luas ukuran contoh batuan lunak	18
Gambar 10.	Hubungan antara kohesi terhadap luas contoh untuk masing-masing batuan	20
Gambar 11.	Hubungan antara kuat tekan uniaksial terhadap nilai <i>Rebound Schmidt Hammer</i> (R).....	21

- Gambar 12. Persamaan penentuan GSI terhadap RMR antara Hoek & Brown (1997) dengan persamaan GSI hasil koreksi .. 26
- Gambar 13. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12 m, 16 m, 24 m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari hasil uji laboratorium dan uji geser blok besar dengan menggunakan metode perhitungan keseimbangan batas (perangkat lunak *Slide*)..... 35
- Gambar 14. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12 m, 16 m, 24 m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari uji geser blok besar dengan menggunakan metode perhitungan keseimbangan batas (perangkat lunak *slide*) dan metode perhitungan numerik (perangkat lunak *phase²*)..... 36
- Gambar 15. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12m, 16m, 24m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari kriteria Hoek & Brown dengan perhitungan menggunakan kriteria runtuh Mohr-Coulomb dan perhitungan menggunakan kriteria runtuh Hoek & Brown perhitungan menggunakan keseimbangan batas (perangkat lunak *slide*) 39

Gambar 16. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12 m, 16 m , 24 m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari uji geser blok besar dengan menggunakan metode grafik stabilitas lereng Hoek & Bray (1981) dan metode perhitungan (perangkat lunak <i>slide</i>)	41
Gambar 17. Hubungan persamaan tak berdimensi antara kohesi dan RMR	48
Gambar 18. Hubungan persamaan tak berdimensi antara sudut gesek dalam terhadap RMR.....	49
Gambar 19. Grafik penentuan kohesi berdasarkan kuat tekan uniaksial batuan utuh dari 0,5 MPa hingga 1 MPa dan RMR	51
Gambar 20. Grafik penentuan kohesi berdasarkan kuat tekan uniaksial batuan utuh dari 1 MPa hingga 25 MPa dan RMR	52
Gambar 21. Grafik penentuan sudut gesek dalam berdasarkan RMR.....	56
Gambar 22. Grafik stabilitas batuan lunak	53
Gambar 23. Grafik stabilitas untuk tinggi lereng dari 12 m hingga 24 m	53
Gambar 24. Model lereng	54
Gambar 25. Langkah 1, penentuan kohesi dari suatu kasus lereng dengan RMR = 25 dan UCS = 3 MPa. c, kohesi = 0,172 MPa.....	57

Gambar 26. Langkah 2, penentuan kohesi dari suatu kasus lereng dengan RMR = 25, hasil sudut gesek dalam = 29°.	58
Gambar 27. Langkah 3, Penentuan faktor keamanan lereng $h = 12$ m, $\beta = 50^\circ$ dengan RMR = 25 kuat tekan batuan utuh $\sigma_c = 3$ MPa & bobot isi jenuh $\gamma_s = 0,025$ MN/m ³	58
Gambar 28. Hasil validasi FK	60
Gambar 29. Tahapan validasi untuk mengetahui pengaruh kekuatan jangka panjang	61
Gambar 30. Pergerakan lereng di Pit Pama SSR	62
Gambar 31. Pergerakan lereng di Pit Pama PRA26	62
Gambar 32. Pergerakan lereng di Pit Buma PRA52	62
Gambar 33. Pergerakan lereng di Pit Buma PRA123.....	62
Gambar 34. Pergerakan lereng di Pit Sis PRA111...	62
Gambar 35. Pergerakan lereng di Pit Sis PRA112...	62
Gambar 36. Pergerakan lereng di Pit RA PRN17	62
Gambar 37. Pergerakan lereng di Pit RA PRA136..	62
Gambar 38. Kelongsoran lereng tunggal di <i>Lowwall</i> Pit PAMA.....	63
Gambar 39. Grafik pergerakan lereng hasil pemantauan <i>Slope Stability Radar</i> (SSR)	64
Gambar 40. Pengaruh curah hujan terhadap pergerakan lereng.....	65
Gambar 41. Hasil perhitungan lereng keseluruhan dengan metode keseimbangan batas...	69

DAFTAR TABEL

Tabel 1. Parameter model rayapan geser tetap (<i>stationary</i>)	9
Tabel 2. Parameter model rayapan geser tak tetap (<i>non-stationary</i>).....	11
Tabel 3. Nilai Schmidt Hammer Rebound (R) batupasir dan batulumpur	21
Tabel 4. Persamaan empirik hubungan Nilai <i>Rebound Schmidt Hammer</i> terhadap kuat tekan uniaksial.....	22
Tabel 5. Nilai Pembobotan masing-masing parameter untuk mendapatkan nilai RMR tambang Tutupan.....	24
Tabel 6. Nilai hasil <i>Rock Mass Rating</i> (RMR) dan GSI hasil Hoek & Brown (1997) dan hasil karakterisasi	25
Tabel 7. Parameter hasil uji geser blok besar dan laboratorium	32
Tabel 8. Parameter masukan untuk perhitungan faktor keamanan lereng tunggal.....	33
Tabel 9. Prosentase penurunan hasil perhitungan FK hasil uji laboratorium dengan hasil uji geser blok besar	34
Tabel 10. Parameter massa batuan tambang batubara Tutupan	44
Tabel 11. Nilai variabel tak berdimensi.....	47

Tabel 12. Hasil analisa balik kelongsoran lereng berdasarkan data pemantauan.....	66
Tabel 13. Penurunan FK karena pengaruh cuaca dan waktu	67

BAB I

PENDAHULUAN

Berbagai studi mengenai pengembangan metode kombinasi laboratorium dan karakterisasi massa batuan dalam analisis stabilitas lereng tambang terbuka batubara adalah pembuatan grafik stabilitas lereng untuk massa batuan lunak. Proses pengembangan grafik stabilitas lereng tersebut akan dibahas dalam hasil uji laboratorium, karakterisasi massa batuan, analisis stabilitas lereng, analisis dimensi dan pengembangan grafik stabilitas lereng, validasi grafik stabilitas lereng dan cara penggunaan grafik stabilitas lereng.

Pengembangan metode penentuan stabilitas lereng perlu memperhatikan ringkasan berbagai penelitian yang berkaitan dengan batuan lunak, karakterisasi massa batuan, pengaruh skala, kekuatan batuan dan massa batuan yang kesemuanya itu berkait dengan masalah stabilitas lereng.

Penelitian terhadap kekuatan batuan lunak telah dilakukan oleh **Johnstone & Choi (1986)**, **Indraratna (1990)**, **Johnstone (1991)**. Sementara di Indonesia oleh **Kramadibrata dkk. (2002, 2007)**, **Wattimena dkk. (2009)**, **Kramadibrata dkk. (2009)**, dan **Sulistianto dkk. (2010)**.

Karakteristik kekuatan batuan lunak sangat rentan terhadap peningkatan kadar air sehingga batuan akan melapuk dan

menyebabkan penurunan kekuatan batuan dari batuan keras menjadi batuan lunak (**Johnstone & Choi, 1986, Johnstone, 1991**). Batuan lunak ini banyak dijumpai di daerah penambangan terbuka batubara di Indonesia, salah satu contohnya adalah tambang batubara di Ombilin (**Herryal, 1999, 2000**).

Selain peningkatan kadar air kekuatan batuan juga dipengaruhi oleh bidang kekar. Pengaruh bidang kekar terhadap kekuatan batuan dapat ditentukan oleh pengujian laboratorium dan di lapangan. Uji geser langsung di lapangan menggunakan ukuran contoh yang bervariasi dari ukuran kecil hingga besar dan penelitian ini dikenal sebagai pengaruh skala. Penelitian pengaruh skala dimulai dari teori *weakest link* (**Weibull, 1939**) dan diteruskan oleh **Mogi (1962), Bieniawski (1968, 1973)**, sampai dilakukan *workshop* pengaruh skala 1990 dan 1993. **Cunha (1990)** dan **Kramadibrata & Jones (1993)** mempertegas bahwa kekuatan batuan sangat dipengaruhi oleh ukuran contoh, semakin besar ukuran contoh batuan semakin kecil kekuatan batuan.

Secara umum perkiraan kekuatan batuan telah dilakukan oleh **Newland & Alley (1957), Patton (1966), Goodman (1970), Ladanyi & Archambault (1980), Bandis, dkk. (1981), Barton & Bandis (1990), Hoek dkk. (1980, 1988, 1995, 2002)**, dan **Welideniya (2005)**. Semua penelitian tersebut berharap dapat memperoleh kekuatan batuan yang mewakili massa batuan dan dapat diterapkan dengan mudah dan tepat.

Selain itu telah dikembangkan beberapa metode perkiraan kekuatan massa batuan dengan menerapkan klasifikasi massa batuan. Salah satunya adalah klasifikasi massa batuan *Rock Mass Rating* (RMR, **Bieniawski (1973, 1989)**). RMR merupakan dasar untuk mengembangkan klasifikasi massa batuan yang lebih khusus, contohnya klasifikasi massa batuan untuk analisis stabilitas lereng. Sistem klasifikasi untuk analisis stabilitas lereng telah dikembangkan oleh beberapa peneliti, yaitu **Selby (1980, 1981)**, **Moon & Selby (1983)**, **Romana (1985)**, **Swindells (1985)**, **Robertson (1988)**, **Haines & Terbrugge (1991)**, **Orr (1992)** dan **Hoek, dkk. (1995)**.

Penelitian yang akan dilakukan merupakan kesinambungan penelitian sebelumnya, yaitu penelitian kekuatan batuan berdasarkan pengaruh skala (**Kramadibrata & Wattimena, 1996**), penelitian rayapan kuat tekan batuan (**Rai dkk. 2001**), penelitian mengenai batuan lunak (**Kramadibrata dkk. 2001**), rayapan geser batuan lunak (**Kramadibrata dkk. 2002**), penentuan kekuatan geser batuan lunak berdasarkan pengaruh skala (**Daroji, 2000**), pengaruh skala terhadap kekuatan geser material buatan hingga ukuran 100 x 100 x 60 cm (**Wattimena dkk. 2009**), pengaruh skala rayapan geser hingga ukuran 25 x 25 x 20 cm (**Sulistianto dkk. 2010**), pengaruh skala terhadap kekuatan geser batuan lunak dengan ukuran 25 x 25 x 20 cm, 50 x 50 x 40 cm, 75 x 75 x 50 cm dan 100 x 100 x 60 cm (**Kramadibrata dkk. 2011**).

Pengembangan grafik stabilitas lereng dilakukan dengan cara menghubungkan parameter hasil pengujian dan karakterisasi massa batuan dengan metode analisis dimensi. Sehingga

diperoleh hubungan antar kekuatan geser yaitu kohesi dan sudut gesek dalam massa batuan terhadap kuat tekan, bobot isi, tinggi dan sudut lereng. Hasilnya adalah kohesi dan sudut gesek dalam massa batuan yang diwujudkan dalam bentuk grafik kohesi vs. RMR dan sudut gesek dalam massa batuan vs. RMR. Selanjutnya digunakan sebagai parameter masukan untuk menentukan faktor keamanan dari grafik stabilitas lereng dan disebut grafik stabilitas lereng batuan lunak.

Grafik stabilitas lereng batuan lunak ini dikembangkan dari batuan sedimen lereng tambang terbuka batubara di Tutupan, PT. Adaro Indonesia, dan dapat diterapkan untuk lereng tambang terbuka batubara di lain lokasi dengan catatan memiliki kondisi batuan yang hampir sama dengan kondisi batuan sedimen di tambang batubara terbuka Tutupan PT. Adaro Indonesia.

Secara praktis hasil penelitian ini bermanfaat sebagai metode penentuan stabilitas di lapangan menggantikan grafik stabilitas lereng Hoek & Bray (**Hoek & Bray, 1981**) dan grafik stabilitas lereng Li dkk. (**Li dkk., 2008**) serta sebagai alternatif untuk menentukan kohesi dan sudut gesek dalam massa batuan sedimen di tambang batubara menggantikan penentuan kekuatan batuan dengan metode **Hoek & Brown (2002)**.

BAB II

UJI LABORATORIUM

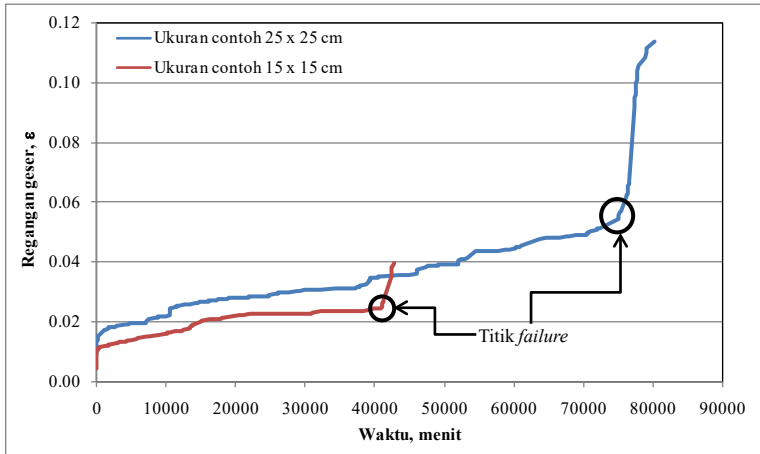
2.1. Analisis Sayatan Tipis

Hasil analisis sayatan tipis batupasir menunjukkan butiran penyusun batuan adalah mineral kuarsa yang berada dalam massa dasar lumpur (*mud*). Berdasarkan hasil *X-Ray Defraction* (XRD) mineral massa dasar adalah mineral montmorilonit. Mineral kuarsa selanjutnya disebut dengan fragmen. Ukuran butir fragmen antara 0,01 mm hingga 0,20 mm dan berbentuk menyudut. Fragmen ini berada pada montmorilonit yang sangat rentan terhadap cuaca, sehingga pada saat terkena panas dan hujan akan menyebabkan terjadinya pelapukan pada montmorilonit. Karena proses panas dan hujan yang berlangsung secara menerus menyebabkan ikatan antar fragmen terlepas. Contoh lepasnya fragmen dari massa dasar dapat dilihat pada terjadinya proses pelapukan pada batupasir kasar. Proses lepasnya fragmen (disintegrasi) tidak serta merta, tetapi bertahap dari bagian yang tidak tahan hingga bagian yang lebih tahan terhadap pelapukan atau dari permukaan batuan hingga ke dalam batuan. Perbedaan antara bagian yang tidak tahan dan tahan terhadap pelapukan menyebabkan terjadinya suatu keretakan (celah-celah kecil) di dalam batuan selain dari bidang kekar yang telah ada pada massa batuan.



Keberadaan celah-celah kecil ini dapat mempermudah terjadinya perambatan rekahan pada batuan serta menyebabkan ikatan antar butir melemah ketika batuan mengalami gaya geser dari luar. Sedangkan ukuran butir yang bervariasi dan berbentuk menyudut dapat menyebabkan permukaan geser batuan membentuk gelombang kasar atau *irregularities*. Tidak ratanya permukaan geser mengakibatkan kekuatan geser seolah-olah bertambah dan sudut gesek dalam bertambah, kondisi ini akan terlihat dari hasil uji geser blok besar bahwa batupasir kasar mempunyai sudut gesek lebih besar dibandingkan batupasir halus.

2.2. Uji Geser Rayapan Skala Besar

Berdasarkan hasil kurva pengujian (Gambar 1) menunjukkan bahwa perilaku batupasir halus dalam uji rayapan geser adalah visko-elastik. Pengamatan saat akhir pengujian menunjukkan bahwa peningkatan regangan secara tajam (Gambar 1) bukan merupakan peristiwa rayapan menurut **Lama & Vutukuri (1978)** dapat ditunjukkan sebagai rayapan tersier), melainkan fenomena runtuh geser (titik *failure*). Dengan demikian perilaku rayapan batupasir halus hanya mencapai tahapan rayapan sekunder saja yaitu perilaku visko-elastik.

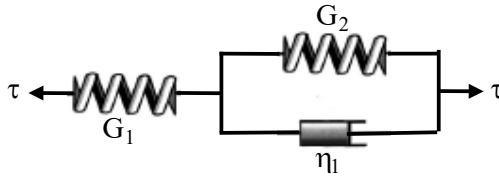


Gambar 1. Hasil uji rayapan geser ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm

Batuan perilaku visko-elastik didekati dengan dua komponen perilaku yaitu komponen elastik (*Hookean body*) dan komponen visko (*Newton body*) dan kedua komponen dapat dihubungkan secara seri (model Maxwell) dan parallel (model Kelvin). Pada model Kelvin (Gambar 2) membentuk model rayapan visko-elastik maka hubungannya dapat dinyatakan dalam kombinasi perilaku elastik (Hookean,.... ) dengan perilaku viskos (Newton, ) dihubungkan parallel dan dihubungkan seri perilaku elastik (Hookean). Bentuk persamaannya adalah H – K;

$$\varepsilon = \frac{\tau}{G_1} + \frac{\tau}{G_2} \left[1 - \exp\left(-\frac{G_2}{\eta_1} t\right) \right] \quad \dots [1]$$

Keterangan: ε = regangan geser, G_1 = modulus geser elastik (MPa), G_2 = modulus geser visko-elastik (MPa) dan η_1 = koefisien viskos (MPa menit).



Gambar 2 Model H – K

Persamaan [1] dalam prakteknya tidak memberikan perubahan nilai ε sekalipun parameter waktu (t) dimasukan. Padahal pada kenyataan dalam batas selang waktu tertentu regangan akan menunjukkan fungsi waktu (t). Oleh karena itu persamaan [1] tersebut perlu dirubah menjadi fungsi non-linier dengan memberikan suatu indeks waktu, sehingga dapat memprediksikan regangan berdasarkan fungsi waktu (**Yang, SQ & Cheng L, 2011**).

Parameter yang berubah berdasarkan fungsi waktu adalah modulus geser visko-elastik (G_2) menjadi $G_2(t)$ dan koefisien viskos (η_1) menjadi $\eta_1(t)$ yaitu persamaan [2] dan [3]

$$G_2(t) = G_2 \left(\frac{t}{b} \right)^{p1} \quad \dots [2]$$

$$\eta_1(t) = \eta_1 \left(\frac{t}{b} \right)^{p2} \quad \dots [3]$$

Keterangan: t_0 adalah waktu mula-mula sehingga pada t_0 adalah 1, t adalah waktu terjadinya geser, dan $p1$ dan $p2$ adalah parameter *fitting*.

Dengan memasukkan modulus geser ($G_2(t)$) sebagai fungsi waktu pada persamaan [2] dan koefisien viskos ($\eta_1(t)$) sebagai fungsi waktu persamaan [3] kedalam persamaan [1] diperoleh persamaan [4]

$$\varepsilon = \frac{\tau}{G_1} + \frac{\tau}{G_2} \left[1 - \exp\left(-\frac{G_2(t)}{\eta_1(t)} t\right) \right] \quad \dots [4]$$

2.2.1. Penentuan Parameter Visko-Elastik

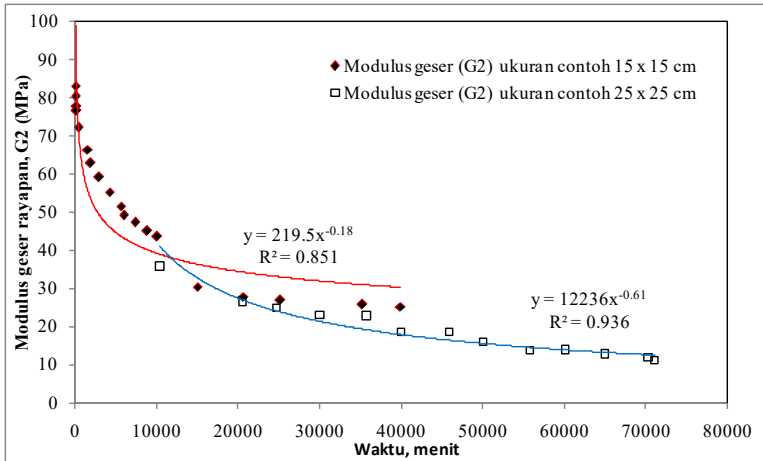
Penentuan modulus geser elastik (G_1) diperoleh dengan $G_1 = \tau/\varepsilon_0$, dan ε_0 adalah regangan geser seketika. Berdasarkan hasil data pengujian untuk contoh batupasir halus ukuran 15 x15 cm diperoleh $G_1 = 108,47$ MPa dan untuk ukuran 25 x 25 cm diperoleh $G_1 = 57,36$ MPa. Setelah mendapatkan parameter G_1 selanjutnya G_2 dan η_1 ditentukan dengan *Nonlinear Least Square Method* (NLSM) melalui proses iterasi dari persamaan [4].

Dengan menerapkan metode NLSM, beberapa titik pengamatan regangan pada uji rayapan geser diambil dan dilakukan analisis sehingga diperoleh pengaruh waktu terhadap uji geser dengan model rayapan Hookean – Kelvin (H – K creep model) yaitu hasilnya adalah G_1 , G_2 dan η_1 (Tabel 1)

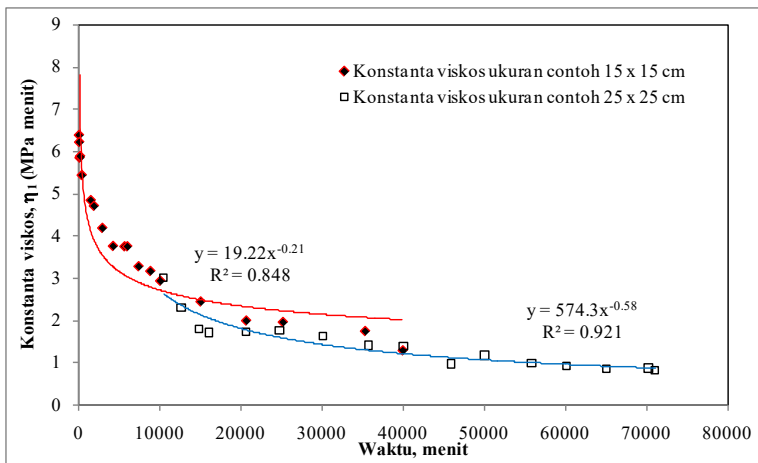
Tabel 1. Parameter model rayapan geser tetap (*stationary*)

Ukuran contoh	Tegangan geser (MPa)	Waktu (menit)	G_1 (MPa)	G_2 (MPa)	η_1 (MPa)
15 x 15 cm	0,499	39855	108,478	53,361	3.762
25 x 25 cm	0,499	71030	57,356	27,949	0,703

Hasil analisis menunjukkan bahwa ada perubahan modulus geser visko-elastik dan koefisien viskos terhadap waktu, yaitu semakin bertambahnya waktu maka akan semakin berkurang modulus geser visko elastik (Gambar 3) dan koefisien viskos (Gambar 4).



Gambar 3. Pengaruh waktu pada modulus geser visko elastik G_2



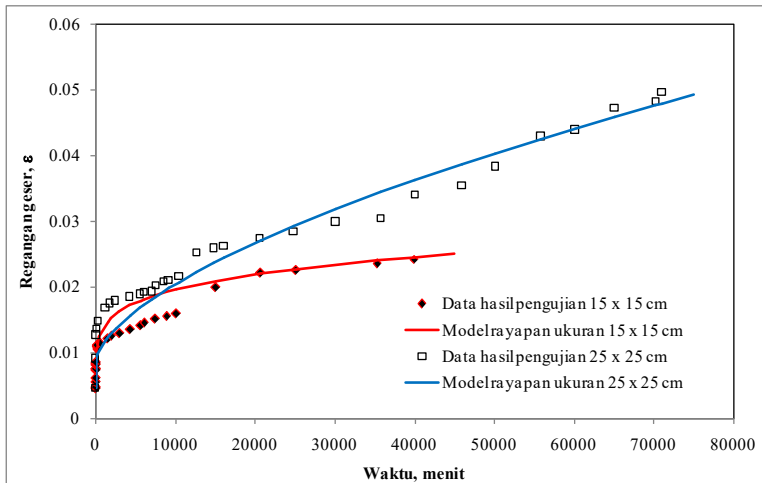
Gambar 4. Pengaruh waktu terhadap koefisien viskos η_1

Untuk mengetahui regangan geser berdasarkan waktu, maka digunakan persamaan [4]. Penentuan parameter G_2 , η_1 , p_1 dan p_2 dilakukan metode iterasi. Nilai G_2 dan η_1 yang ada pada Tabel 2 adalah hasil rata dari $G_2(t)$ dan $\eta_1(t)$.

Tabel 2. Parameter model rayapan geser tak tetap (*non-stationary*)

Ukuran contoh	Tegangan geser (MPa)	Waktu (menit)	G_1 (MPa)	G_2 (MPa)	η_1 (MPa)	P1	P2
15 x 15 cm	0,499	39855	108,478	44,091	3,719	-0,205	-0,210
25 x 25 cm	0,499	71030	57,356	42,000	2,924	-0,615	-0,573

Gambar 5 dan 6 memperlihatkan hasil regangan geser yang dihitung berdasarkan persamaan [4] hasilnya menunjukkan bahwa ada perubahan regangan berdasarkan waktu seperti ditunjukkan oleh garis berwarna merah dan biru.



Gambar 5 Perbandingan hasil perhitungan model rayapan batupasir halus ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm

Dari hasil analisis rayapan geser ini menunjukkan bahwa hasil uji rayapan perilaku visko-elastik dapat menggantikan perilaku

elasto-visko plastik model Burger. Maka penentuan *long-term shear strength* untuk batupasir halus yang merupakan batuan sedimen dapat diduga melalui persamaan regangan perilaku visko elastik.

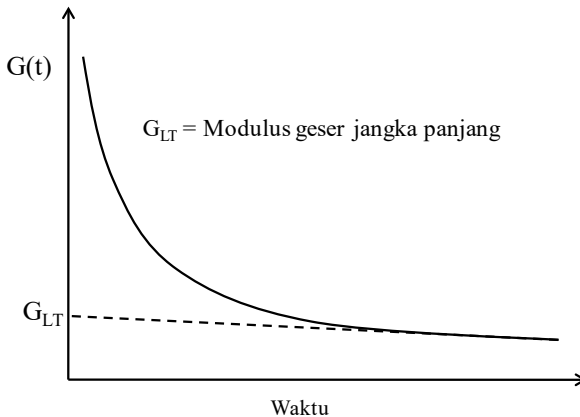
2.2.2. Penentuan Kekuatan Jangka Panjang

Penentuan kekuatan jangka panjang dengan membuat hubungan antara laju regangan terhadap waktu.

Untuk menghitung modulus geser pada waktu ke-t, adalah

$$G(t) = \frac{\tau}{\varepsilon(t)} \quad \dots [5]$$

Dari persamaan 5, dibuat grafik yang menghubungkan waktu dengan modulus geser jangka panjang seperti pada Gambar 6. Nilai $G(t)$ akan bergerak mendekati nilai konstan (asimtotik) nilai saat $G(t)$ konstan inilah yang disebut G_{LT} atau modulus geser jangka panjang.



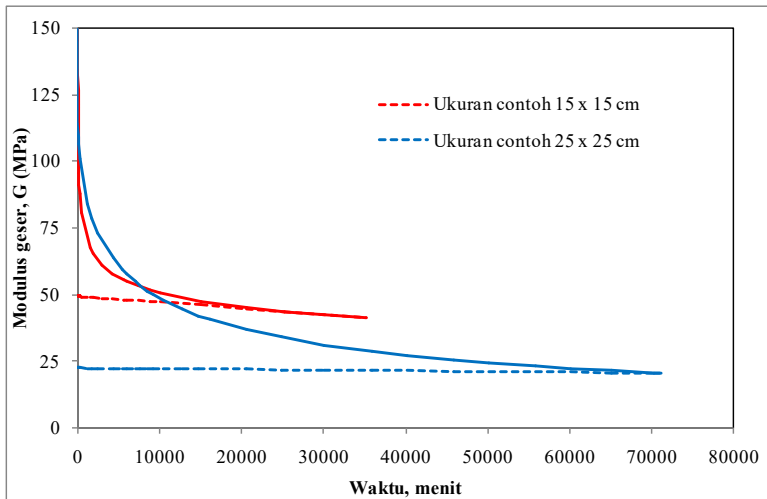
Gambar 6. Kurva modulus geser terhadap Waktu

Hubungan antara modulus geser batupasir terhadap waktu untuk ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm dapat dilihat pada Gambar 7. Modulus geser jangka panjang (G_{LT}) batupasir ukuran contoh 15 x 15 cm adalah 49,50 MPa dan ukuran 25 x 25 cm adalah 22,68 MPa.

Dasar penentuan kuat geser jangka panjang bahwa regangan berbanding lurus dengan lama pengujian (**Bieniawski, 1967**), sehingga dapat ditulis suatu persamaan

$$u_{LT} > u \quad \dots [6]$$

Dwinagara (2006) menggunakan prinsip yang sama untuk menentukan kekuatan jangka panjang dengan menggunakan metode pengukuran di lapangan serta pengujian di laboratorium. Persamaan [6] dapat dikembangkan sebagai berikut,



Gambar 7. Modulus geser jangka panjang batupasir halus ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm

$$\frac{\tau_{II}}{G_{II}} > \frac{\tau}{G_I}$$

$$\tau_{II} > \frac{\tau}{G_I} G_{II}$$

$$\tau_{II} = \frac{\tau}{G_I} G_{II} \Psi \quad \dots [7]$$

Dengan $\Psi > 1$ adalah konstanta yang bergantung pada jenis dan massa batuan.

Keterangan: u_{LT} = perpindahan jangka panjang, u = perpindahan pada laju regangan, τ_{LT} = kuat geser jangka panjang, τ = kuat geser hasil pengujian kuat geser langsung di lab, G_{LT} = konstanta kekakuan geser jangka panjang, G_I = konstanta kekakuan geser seketika dan Ψ = konstanta yang bernilai $1 < \Psi < \text{nilai tertentu}$

Dengan menggunakan nilai modulus geser yang telah diperoleh untuk masing-masing ukuran 15 x 15 cm dan 25 x 25 cm yaitu $G_I = 108,47$ MPa dan $57,36$ MPa pada tegangan geser yang bekerja pada contoh batuan adalah $0,49$ MPa maka dapat ditentukan kuat geser jangka panjang.

- Untuk ukuran 15x15 cm

$$\tau_{LT} = \frac{\tau}{G_I} G_{LT} \Psi = \frac{0,49}{108,47} \cdot 49,51 \cdot 1 = 0,23 \text{ MPa}$$

$$\tau_{LT} = \frac{0,23}{0,49} \cdot 100\% = 50,71\%$$

atau mengalami prosentase penurunan sebesar $54,37\%$ dari $0,49$ MPa.

- Untuk ukuran 25x25 cm

$$\tau_{LT} = \frac{\tau}{G_1} G_{LT} \Psi = \frac{0,49}{57,36} \cdot 22,68 \cdot 1 = 0,19 \text{ MPa}$$

$$\tau_{LT} = \frac{0,19}{0,49} \cdot 100\% = 43,95\%$$

atau mengalami prosentase penurunan sebesar 60,45% dari 0,49 MPa.

Dengan menggunakan $\Psi = 1$ telah ditentukan batas minimal kekuatan jangka panjang pada contoh batupasir halus yaitu sebesar 43,95% - 50,71% dari kekuatan gesernya. Kemudian untuk menentukan batas maksimum dari kekuatan batuan digunakan metode untuk menentukan batas nilai Ψ .

Batas maksimum Ψ , adalah

- Untuk ukuran 15 x 15 cm,

$$\psi = \frac{\varepsilon_{LT}}{\varepsilon_o} = \frac{0,0098}{0,0046} = 2,13$$

- Untuk ukuran 25 x 25 cm,

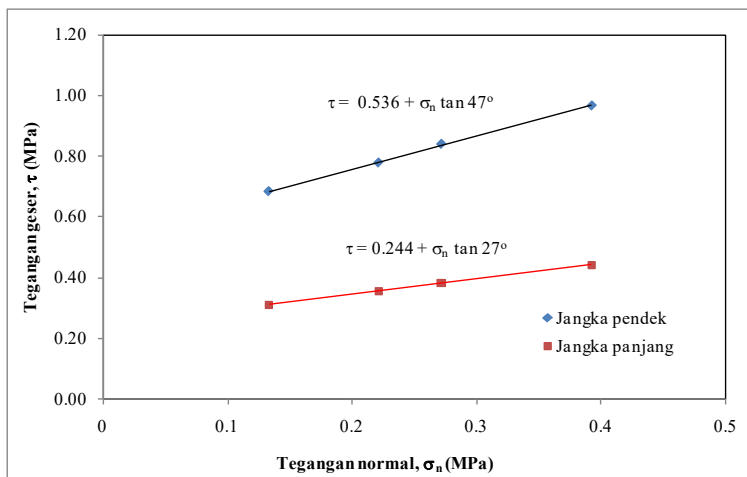
$$\psi = \frac{\varepsilon_{LT}}{\varepsilon_o} = \frac{0,0216}{0,0085} = 2,54$$

Rentan batas maksimum Ψ untuk batupasir halus adalah 2,13 - 2,54 .

Hasil pengujian geser blok besar diperoleh hasil penurunan kekuatan geser batupasir halus adalah 52%–64% dengan penurunan rata-rata 58,1%. Sementara hasil uji rayapan geser penurunan kekuatan geser sebesar 54% – 60% dengan penurunan rata – rata 57,4%. Dengan demikian kekuatan geser

jangka panjang sama dengan penurunan akibat pengaruh skala di uji geser blok besar.

Dengan anggapan bahwa penurunan kekuatan geser sebesar 57,4% maka titik–titik tegangan geser jangka panjang diperoleh dengan mengkalikan tegangan geser hasil uji geser langsung dengan 42,6%. Selanjutnya apabila titik–titik tegangan geser dibuat grafik hubungan dengan tegangan normal maka akan diperoleh kohesi dan sudut gesek dalam jangka panjang (Gambar 8).



Gambar 8. Selubung kekuatan geser jangka panjang

Kohesi jangka panjang yang diperoleh adalah 0,244 MPa (45,5% dari kohesi jangka pendek) sehingga terjadi penurunan sebesar 55%. Sedangkan hasil uji geser blok besar penurunan nilai kohesi akibat pengaruh skala sebesar 57%.

Berdasarkan hasil uji rayapan geser dan uji blok besar maka dapat disimpulkan bahwa hasil uji geser blok besar dapat

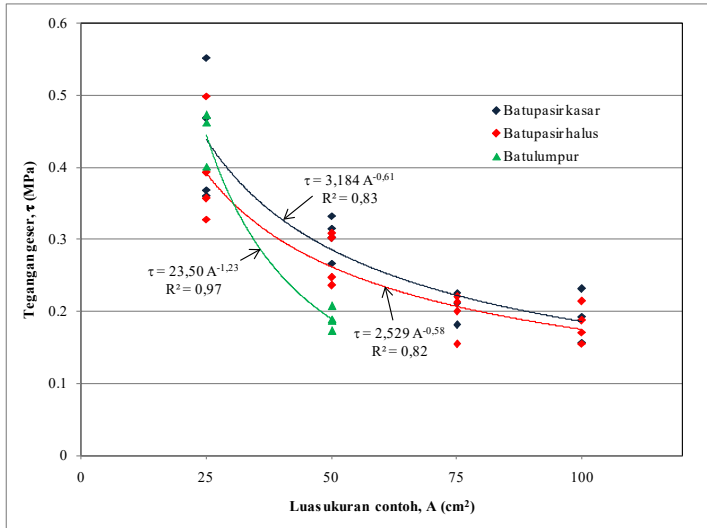
dipergunakan untuk menentukan nilai kohesi jangka panjang, yaitu 40% – 50% dari kohesi hasil uji laboratorium.

2.3. Uji Geser Blok besar

2.3.1. Pengaruh Skala pada Kekuatan Geser

Hasil uji geser blok besar menunjukkan bahwa bentuk persamaan hubungan antara kekuatan geser (τ) terhadap luas contoh (A) batuan lunak mengikuti fungsi *power* (Gambar 9). Dengan hasil ini maka hubungan antara kekuatan geser dengan luas contoh untuk batuan lunak serupa dengan Berbagai studi terhadap batuan beku dan batuan metamorf, yaitu untuk batuan beku seperti Gabbro (Il'Nitskaya, 1969), Andesit (Pratt dkk. 1974) dan Granit (Yoshinaka dkk. 1993) dan batuan metamorf yaitu Skiss (Muratha & Cunha, 1990) yang menunjukkan kekuatan geser semakin menurun dengan bertambahnya ukuran contoh dengan mengikuti fungsi *power*.

Berdasarkan Berbagai studi terhadap batuan lunak contoh batuan batupasir halus, batupasir kasar dan batulumpur dari Tambang Tutupan menunjukkan bahwa penurunan tegangan gesernya lebih besar daripada batuan beku. Besarnya penurunan tegangan geser ditunjukkan oleh konstanta persamaan *power*, yaitu – 1,23 untuk batuan lunak dan – 0,23 untuk batuan beku. Semakin kecil konstanta persamaan pada fungsi *power* menunjukkan semakin landai penurunan tegangan geser terhadap luas batuan. Berdasarkan grafik hubungan antara tegangan geser terhadap luas contoh (Gambar 9), menunjukkan bahwa konstanta persamaan batulumpur yang paling besar daripada batupasir halus dan batupasir kasar.



Gambar 9. Grafik hubungan antara tegangan geser terhadap luas ukuran contoh batuan lunak

2.3.2. Pengaruh Skala Terhadap Kohesi

Seperti telah diterangkan sebelumnya bahwa kekuatan geser batuan lunak mengikuti fungsi pengaruh skala sehingga akan berpengaruh juga pada kohesi dan sudut gesek dalam. Dengan demikian dari hasil uji geser blok besar menunjukkan bahwa nilai kohesi dipengaruhi oleh pengaruh skala yaitu nilai kohesi semakin menurun dengan perubahan luas contoh batuan akan tetapi sudut gesek dalam tidak menunjukkan adanya pengaruh skala.

Dari hasil hubungan antara kohesi terhadap luas contoh batuan dapat dibuat suatu grafik dari masing-masing batuan, persamaan grafik mengikuti persamaan fungsi *power* (Gambar 10), yaitu

$$c = aA^{-b} \quad \dots [8]$$

Keterangan: a dan b = konstanta batuan, A = luas contoh batuan.

Persamaan fungsi *power* untuk masing-masing batuan adalah batupasir halus [9], batupasir kasar [10] dan batulumpur [11], adalah sebagai berikut,

$$c = 0,609A^{-0,16} \quad \dots [9]$$

$$c = 0,626A^{-0,14} \quad \dots [10]$$

$$c = 1,136A^{-0,22} \quad \dots [11]$$

Besarnya penurunan kohesi akibat pengaruh skala dari hasil uji geser laboratorium terhadap hasil uji geser blok besar sebesar 63% untuk batupasir, dan 68% untuk batulumpur serta pengaruh skala terjadi sampai ukuran 70 cm (Gambar 10).

2.4. Penentuan Kekuatan Bidang Kekar

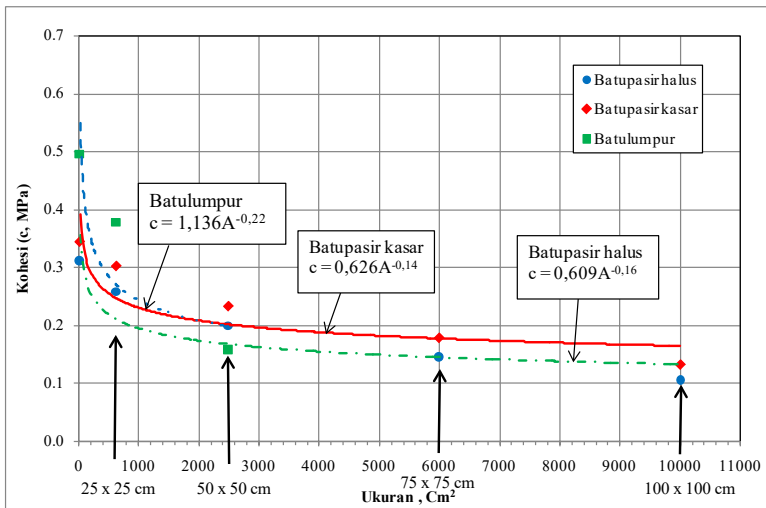
Studi karakterisasi massa batuan menghasilkan hubungan empirik antara kuat tekan uniaksial (σ_c) dengan nilai *Rebound* Schimdt Hammer (R) yaitu menunjukkan fungsi *power* (Gambar 11) Persamaan empirik tersebut adalah:

$$\sigma_c = 0,308R^{1,327} \quad \dots [12]$$

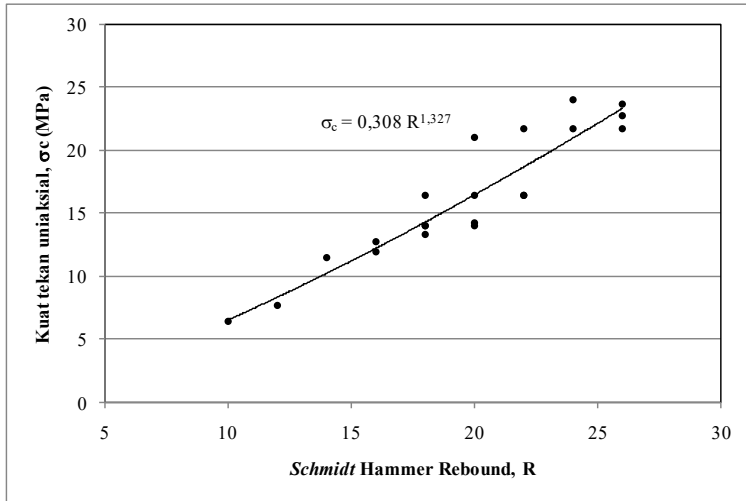
Keterangan: σ_c = kuat tekan uniaksial (MPa), R = nilai *Rebound* Schmidt Hammer

Beberapa peneliti terdahulu memberikan persamaan empirik hubungan kuat tekan uniaksial terhadap nilai *Rebound* Schmidt Hammer dengan beragam fungsi yaitu fungsi logaritma, eksponensial, *power*, dan linier (Tabel 4).

Beberapa peneliti terdahulu memberikan nilai R untuk batulumpur dan batupasir yang bervariasi yaitu antara 10 sampai dengan 38,6 untuk batulumpur dan 10 sampai dengan 44,7 untuk batupasir (lihat Tabel 3). Sedangkan nilai R untuk batulumpur dan batupasir dari Tutupan ternyata berada diantara yaitu masing-masing 10 – 26 dan 10 – 28.



Gambar 10. Hubungan antara kohesi terhadap luas contoh untuk masing-masing batuan



Gambar 11. Hubungan antara kuat tekan uniaksial terhadap nilai *Rebound Schmidt Hammer* (R)

Tabel 3. Nilai Schmidt Hammer Rebound (R) batupasir dan batulumpur

No	Jenis Batuan	Negara	Rata-rata Nilai R	Peneliti
1	Batulumpur	Jepang	10,5–32	Hayakawa & Matsukara (2003)
2	Batulumpur	Ankara, Turkey	27,1–38,6	Gokceogal & Aksoy (2000)
3	Batulumpur	Kaikoura, New Zealand	32–35	Stephenson & Kirk (2000)
4	Batulumpur	Tutupan, Indonesia	10–26	Saptono & Kramadibrata (2011)
5	Batupasir	Ankara, Turkey	18,3–33,6	Gokceogal & Aksoy (2000)

6	Batupasir	Handere, Turkey	44,5	Yasar & Erdogan (2004)
7	Batupasir	South East, Jordan	41–44,7	Goudie, <i>et al</i> (2002)
8	Batupasir	Tutupan, Indonesia	10–28	Saptono & Kramadibrata (2011)

Tabel 4. Persamaan empirik hubungan Nilai *Rebound Schmidt Hammer* terhadap kuat tekan uniaksial

Persamaan	R ²	Peneliti	Jenis Batuan
$UCS = 6,9 \times 10^{[0,0087\gamma R + 0,16]}$	0,94	Deere & Miller (1966)	Variasi
$UCS = 6,9 \times 10^{[1,348 \log(\gamma R) - 1,325]}$	-	Aufmuth (1973)	Variasi
$UCS = 0,447 \exp^{[0,045(R + 3,5) + \gamma]}$	-	Kidybinski (1980)	Batubara, shale, batulumpur
$UCS = 0,308 R^{1,327}$	0,90	Saptono & Kramadibrata (2011)	Batupasir, batulumpur
$UCS = 2R$	0,72	Singh <i>et al</i> (1983)	Batupasir, batulanau
$UCS = 2,75R - 36,83$	-	Dincer <i>et al</i> (2004)	Andesit, basalt, tuff
$UCS = 702R - 1104$	0,77	O'Rourke (1989)	Batupasir

2.5. Penentuan Hubungan GSI dengan RMR

Hoek & Brown (1997) membuat persamaan empirik hubungan penentuan GSI sebagai fungsi RMR_{89} , yaitu

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad \dots [13]$$

Persamaan [13] berlaku untuk $RMR > 23$.

Jika $RMR < 23$ maka persamaan GSI, yaitu

$$GSI = RMR_{76} \dots [14]$$

Subscrit pada RMR menunjukkan tahun pembuatan, contohnya RMR_{89} menandakan nilai pembobotan parameter RMR tahun 1989 yang nilai pembobotan parameter massa batuan dibuat oleh **Bieniawski** tahun **1989**, demikian juga untuk RMR_{76} . Perbedaan nilai pembobotan RMR_{76} dan RMR_{89} yaitu pada parameter ukuran blok (spasi dan RQD), kondisi kekar dan kondisi air tanah (Tabel 2.3). Berdasarkan Tabel 2.3 menunjukkan bahwa nilai pembobotan untuk ukuran blok RMR_{76} antara 8–50 dan RMR_{89} antara 8–40, nilai pembobotan kondisi kekar pada RMR_{76} antara 0–25 dan RMR_{89} antara 0–30 dan nilai pembobotan kondisi air tanah pada RMR_{76} antara 0–10 dan RMR_{89} antara 0–15.

Persamaan empirik **Hoek & Brown** [13] dan [14] diterapkan untuk RMR dengan kondisi massa batuan kering dengan nilai pembobotan kondisi air tanah sebesar 10 untuk RMR_{76} dan 15 untuk RMR_{89} serta tidak memperhitungkan kondisi arah umum bidang kekar. Hasil RMR ini dihitung dari hasil perhitungan berdasarkan empat parameter dari sistem klasifikasi RMR. Tujuan mengetahui RMR adalah untuk membuat hubungan antara GSI terhadap RMR.

Menurut perhitungan empat parameter utama RMR (Tabel 3.11) tambang Tutupan diperoleh $RMR_{(B)}$ seperti pada Tabel 5. Berdasarkan hasil pembobotan RMR diperoleh nilai terendah RMR adalah 54 untuk batupasir kasar (penampang

13) dan nilai tertinggi RMR adalah 75 untuk batupasir halus (penampang 5 dan penampang 18).

Tabel 5. Nilai Pembobotan masing-masing parameter untuk mendapatkan nilai RMR tambang Tutupan

Penampang	σ_c	RQD	Spasi	Kondisi kekar	Kondisi air tanah	RMR
1	2,3	19,5	10	23	15	70
2	1,8	18,9	9	20	15	64
3	1,1	14,7	11	16	15	58
4	1,4	18,4	8	20	15	63
5	3,6	19,8	12	25	15	75
6	2,5	19,4	9	20	15	66
7	1,3	18,1	8	20	15	62
8	1,2	19,3	10	20	15	65
9	1,2	18,1	8	22	15	64
10	1,8	18,9	9	23	15	67
11	2,3	19,7	11	21	15	69
12	1,3	18,5	8	20	15	63
13	1,2	14,5	7	16	15	54
14	1,3	18,6	8	19	15	62
15	1,1	18,1	8	22	15	64
16	1,2	17,2	8	21	15	62
17	1,4	18,1	8	25	15	68
18	3,6	19,8	12	25	15	75
19	3,6	19,7	11	24	15	74
20	1,3	16,9	7	20	15	61
21	1,2	19,8	12	21	15	69
22	1,2	14,2	7	25	15	62

Selanjutnya nilai RMR akan digunakan untuk mengitung nilai GSI dengan persamaan (13; **Hoek & Brown, 1997**). Selanjutnya dibuat hubungan antara GSI menurut **Hoek & Brown (1997)** dan GSI hasil karakterisasi (Tabel 3.11). Hasil perhitungan antara nilai GSI menurut persamaan [13] dan hasil karakterisasi terdapat perbedaan (Tabel 6). Tabel 6 menunjukkan hasil RMR, GSI menurut **Hoek & Brown (1997)** dan hasil karakterisasi.

Tabel 6. Nilai hasil *Rock Mass Rating* (RMR) dan GSI hasil Hoek & Brown (1997) dan hasil karakterisasi

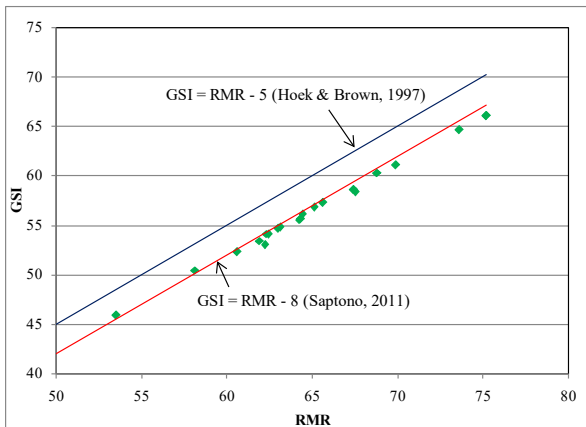
RMR	GSI	GSI ^{*)}	GSI ^{**)}
70	61	65	62
64	56	59	56
58	50	53	50
63	55	58	55
75	66	70	67
66	57	61	58
62	54	57	54
65	57	60	57
64	56	59	56
67	59	62	59
69	60	64	61
63	55	58	55
54	46	49	46
62	54	57	54
64	56	59	56
62	53	57	54

RMR	GSI	GSI [*]	GSI ^{**}
68	58	63	60
75	66	70	67
74	65	69	66
61	52	56	53
69	60	64	61
62	53	57	54

Keterangan: *) adalah $GSI = RMR - 5$ (Hoek & Brown, 1997)

**) adalah $GSI = RMR - 8$

Dengan membuat grafik hubungan nilai RMR, GSI hasil karakterisasi, GSI menurut **Hoek & Brown (1997)** dan GSI hasil koreksi akan jelas terlihat jika persamaan [13] diterapkan tampak ada penyimpangan nilai sebesar 3 sampai 4 dari GSI hasil karakterisasi di batuan lunak.



Gambar 12. Persamaan penentuan GSI terhadap RMR antara **Hoek & Brown (1997)** dengan persamaan GSI hasil koreksi

Perbedaan antara GSI menurut **Hoek & Brown (1997)** dengan GSI pengukuran yaitu 3 dan 4, maka nilai untuk menghitung GSI dari RMR dengan mengurangi 8, sehingga persamaan **Hoek & Brown** berubah dari

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 5 \quad \dots [15]$$

menjadi

$$\text{GSI} = \text{RMR} - 8 \quad \dots [16]$$

BAB III

ANALISIS STABILITAS LERENG TUNGGAL

Pada umumnya analisis stabilitas lereng tunggal menggunakan metode keseimbangan batas dengan parameter kriteria runtuh Mohr – Coulomb dan **Hoek & Brown (1997)**. Demikian juga untuk menghitung faktor keamanan menerapkan keseimbangan gaya antara gaya penahan dengan gaya penggerak. Jika gaya penahan lebih besar daripada gaya penggerak ($FK > 1$) maka lereng akan stabil dan apabila gaya penahan lebih kecil daripada gaya penggerak maka lereng menjadi tidak stabil ($FK < 1$).

Simulasi analisis stabilitas lereng yang dilakukan pada studi ini ditujukan untuk lereng batupasir halus, lereng tunggal batupasir kasar dan lereng tunggal batulumpur. Pemilihan metode perhitungan dan kriteria runtuh berdasarkan kecepatan, ketepatan dan kemudahan untuk memperoleh hasil analisis. Analisis stabilitas lereng tunggal yang digunakan adalah metode perhitungan Janbu. Sementara pemilihan kriteria runtuh sangat ditentukan dengan data yang ada, Contohnya ketika memilih kriteria runtuh Mohr – Coulomb maka parameter yang diperlukan adalah bobot isi (γ) dan kohesi (c) dan sudut gesek dalam (ϕ) dan ketika memilih kriteria runtuh **Hoek & Brown** parameter yang diperlukan adalah

bobot isi (γ), kuat tekan (σ_c) dan data karakterisasi massa batuan terdiri dari GSI dan konstanta batuan m_i , s dan faktor ketergangguan (D).

Di dalam simulasi perhitungan stabilitas lereng tunggal akan menggunakan kohesi (c) dan sudut gesek dalam (ϕ) dari hasil pengujian laboratorium, pengujian uji geser blok besar, hasil perhitungan kriteria **Hoek & Brown (2002)**. Semua itu adalah usaha untuk memperoleh hasil perhitungan stabilitas lereng tunggal yang dapat dipercaya.

Simulasi analisis stabilitas lereng dilakukan dengan menggunakan parameter uji geser blok besar dan laboratorium dengan metode keseimbangan batas dengan kriteria runtuh Mohr-Coulomb dan menggunakan parameter kohesi dan sudut gesek dalam dari kriteria runtuh Hoek & Brown. Selanjutnya hasilnya (kohesi dan sudut gesek dalam) untuk menghitung stabilitas lereng dengan menggunakan metode keseimbangan batas dan hasil perhitungan FK akan dibandingkan dengan menggunakan metode keseimbangan batas dengan kriteria runtuh Hoek & Brown. Sebagai pembandingan perhitungan FK akan digunakan perhitungan metode numerik dengan kriteria runtuh Hoek & Brown.

Perangkat lunak (*software*) yang digunakan untuk mempercepat analisis stabilitas lereng adalah program *Slide* (lisensi Program Studi Teknik Pertambangan, ITB) berdasarkan metode perhitungan keseimbangan batas dan *Phase²* (lisensi PT. Adaro Indonesia) berdasarkan metode elemen hingga.

Disamping menggunakan dua perangkat lunak dan juga menggunakan perhitungan dengan metode grafik stabilitas lereng yaitu grafik stabilitas lereng **Hoek & Bray (1981)** dan grafik stabilitas lereng **Li dkk. (2008)**.

Dimensi lereng tunggal yang akan disimulasi dengan variasi tinggi 12 m, 16 m dan 24 m dengan sudut 30°, 35°, 45°, 55° dan 60°. Pemilihan dimensi lereng ini berdasarkan pada kemampuan operasional peralatan penambangan (kemampuan alat bor untuk membor dan jangkauan alat gali muat) dan sudut lapisan batubara.

3.1. Parameter Batuan

Seperti telah dijelaskan diatas bahwa parameter yang akan digunakan untuk simulasi analisis stabilitas lereng menggunakan parameter hasil uji laboratorium, hasil uji geser blok besar dan hasil kriteria runtuh **Hoek & Brown (1997)**.

Pada uji geser blok besar dilakukan untuk 4 ukuran contoh yaitu 25 x 25 cm, 50 x 50 cm, 75 x 75 cm dan 100 x 100 cm. Dari keempat ukuran masing-masing ukuran diperoleh kohesi dan sudut gesek dalam. Akan tetapi untuk perhitungan simulasi analisis stabilitas lereng hanya menggunakan hasil uji geser blok besar ukuran contoh 100 x 100 cm. Pemilihan ukuran ini berdasarkan hasil uji geser blok besar bahwa batas ukuran pengaruh skala adalah 70 cm (Tabel 7).

Parameter masukan untuk menghitung faktor keamanan lereng tunggal berdasarkan uji geser blok besar dan hasil uji geser laboratorium dan karakterisasi massa batuan seperti ditunjukkan pada Tabel 8.

3.2. Pendekatan Analisis

Pendekatan-pendekatan yang digunakan dalam analisis lereng tunggal adalah :

- a. Variasi material dianggap homogen dan mempunyai kekuatan geser, kohesi dan sudut gesek dalam.
- b. Berdasarkan data kelongsoran yang terjadi di lereng tunggal bahwa model kelongsoran berbentuk busur yang bermula dari puncak lereng hingga kaki lereng.
- c. Semua perhitungan FK menggunakan metode Janbu.
- d. Nilai faktor keamanan (FK) untuk lereng tunggal yang diijinkan lebih besar atau sama dengan 1,30 (Petunjuk Perencanaan Penanggulangan Longsoran, SKBI 2.3.06.1987, Departemen Pekerjaan Umum dan Departemen Geologi dan Geoteknik, PT. Adaro Indonesia).

Tabel 7. Parameter hasil uji geser blok besar dan laboratorium

Jenis batuan	c (MPa)		ϕ (°)	
	Blok besar	Laboratorium	Blok besar	Laboratorium
Batupasir halus	0,134	0,311	42	43
Batupasir kasar	0,132	0,344	52	46
Batulumpur	0,157	0,496	34	31

Tabel 8. Parameter masukan untuk perhitungan faktor keamanan lereng tunggal

Jenis batuan	Parameter								
	γ (MN/m ³)	Mohr-Coulomb		E (MPa)	ν	Hoek & Brown			
		c (MPa)	ϕ (°)			σ_{ci} (MPa)	mb	s	a
Batupasir halus	0,0254	0,033	22	120	0,29	1,24	0,627	0,0001	0,561
Batupasir kasar	0,0256	0,048	22	1360	0,20	1,80	0,636	0,0001	0,559
Batulumpur	0,0240	0,088	17	160	0,28	3,57	0,399	0,0004	0,524

Keterangan:

γ = bobot isi

ν = Nisbah Poisson

c = kohesi

σ_{ci} = kuat tekan uniaksial

ϕ = sudut gesek dalam

m_b = konstanta massa batuan

w = kadar air

Hoek & Brown

E = Modulus Young

s & a = konstanta batuan Hoek & Brown

3.2.1. Hasil Analisis

3.2.1.1 Analisis Stabilitas Lereng

Gambar 13 hasil perhitungan FK dengan metode keseimbangan batas berdasarkan parameter uji geser laboratorium dan hasil uji geser blok besar dengan menggunakan kriteria runtuh Mohr – Coulomb. Hasil perhitungan FK dengan menggunakan kohesi dan sudut gesek dalam hasil uji laboratorium dan hasil uji blok besar. Hasil perhitungan FK berdasarkan uji geser blok besar menunjukkan bahwa terjadi penurunan rata – rata sebesar 48% dari perhitungan dengan hasil uji laboratorium. Contohnya pada lereng batupasir dengan sudut lereng 30° mengalami penurunan 43% dari perhitungan dengan hasil uji

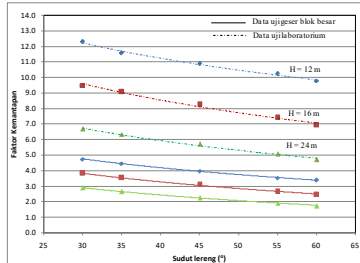
laboratorium dan lereng dengan sudut lereng 60° mengalami penurunan 50%. Semakin besar kemiringan lereng maka penurunan FK semakin besar. Sedangkan pada batulumpur perhitungan FK terjadi penurunan rata-rata sebesar 62% dari perhitungan dengan hasil uji laboratorium. Tabel 9 memperlihatkan penurunan perhitungan FK antara data hasil uji laboratorium dan hasil uji geser blok besar.

Tabel 9. Prosentase penurunan hasil perhitungan FK hasil uji laboratorium dengan hasil uji geser blok besar

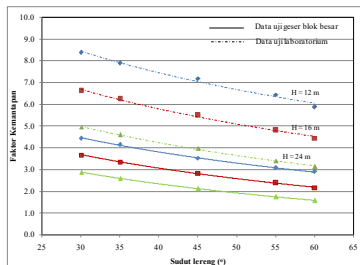
Jenis batuan	Sudut kemiringan lereng ($^\circ$)				
	30	35	45	55	60
Batupasir halus	43	45	48	50	50
Batupasir kasar	45	46	48	50	53
Batulumpur	59	60	62	64	65

Kondisi ini menunjukkan bahwa FK sangat dipengaruhi oleh parameter pengaruh skala. Penurunan perhitungan FK mempunyai penurunan yang hampir sama dengan penurunan kohesi yaitu sebesar 63% untuk batupasir dan 68% untuk batulumpur.

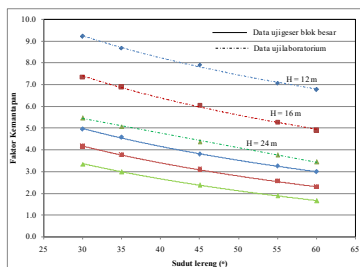
Jika dibandingkan dengan perhitungan FK dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari hasil uji geser blok besar dengan perhitungan metode numerik (perangkat lunak *Phase²*) maka hasil perhitungan FK adalah lebih kecil (Gambar 14). Sedang hasil perhitungan numerik pada sudut lereng tunggal 55° dan 60° tidak diperoleh hasil FK. Kondisi ini karena pada saat melakukan perhitungan dengan iterasi tidak bisa mencapai batas toleransi yang diinginkan yaitu sebesar 0,001.



(a) Batupasir halus

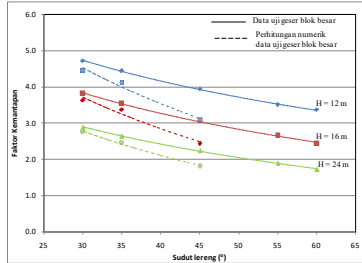


(b) Batupasir kasar

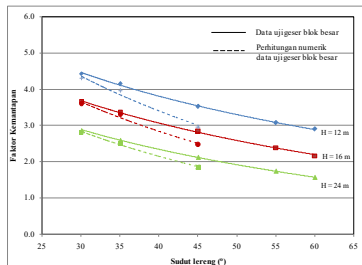


(c) Batulumpur

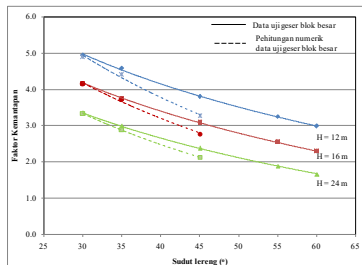
Gambar 13. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12 m, 16 m, 24 m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari hasil uji laboratorium dan uji geser blok besar dengan menggunakan metode perhitungan keseimbangan batas (perangkat lunak Slide)



(a) Batupasir halus



(b) Batupasir kasar



(c) Batulumpur

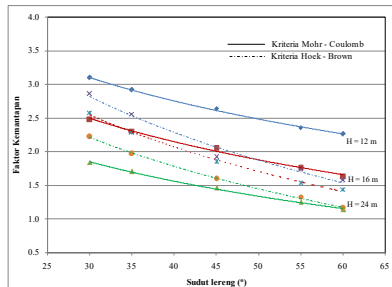
Gambar 14. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12 m, 16 m, 24 m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari uji geser blok besar dengan menggunakan metode perhitungan keseimbangan batas (perangkat lunak *slide*) dan metode perhitungan numerik (perangkat lunak *phase2*)

Pada perhitungan FK dengan kriteria runtuh **Hoek & Brown (2002)** diperlukan parameter GSI, σ_c , m_i dan D. Dari parameter ini akan diperoleh nilai kohesi dan sudut gesek dalam (Tabel 8) yang selanjutnya akan digunakan sebagai data masukan untuk menghitung FK. Hasil kriteria runtuh Mohr-Coulomb ini akan dibandingkan dengan perhitungan FK dengan menggunakan kriteria runtuh **Hoek & Brown**.

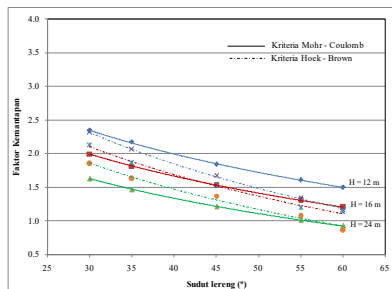
Gambar 15 hasil perhitungan FK dari kriteria runtuh Mohr-Coulomb dan Hoek & Brown. Hasil perhitungan FK lereng tunggal 12 m sudut lereng 30° dan 40° untuk batupasir halus dan batupasir kasar menunjukkan bahwa kriteria runtuh Hoek & Brown memberikan hasil perhitungan FK lebih besar dibandingkan perhitungan dengan kriteria runtuh Mohr-Coulomb dan untuk sudut lereng 55° dan 60° hasil perhitungan FK lebih kecil. Sementara untuk lereng 16 m dan 24 m sudut lereng 30°, 35° dan 44° untuk batupasir pada nilai FK kriteria runtuh Hoek & Brown lebih tinggi. Dan untuk lereng 16 m dan 24 m sudut 55° dan 60° hasil perhitungan FK antara kriteria runtuh Mohr – Coulomb dan kriteria runtuh Hoek & Brown hampir sama. Sementara untuk lereng tunggal batulumpur hasil perhitungan FK berbeda dengan dengan hasil perhitungan lereng di batupasir. Pada batulumpur untuk lereng 12 m sudut 45°, 55° dan 60° bahwa hasil perhitungan FK dengan kriteria runtuh Hoek & Brown menjadi lebih besar daripada perhitungan kriteria runtuh Mohr - Coulomb. Sementara pada lereng 16 m perhitungan FK dengan kriteria runtuh Hoek & Brown menjadi lebih kecil dibandingkan dengan perhitungan dengan kriteria Mohr-Coulomb dan untuk

lereng 24 m perhitungan FK dengan kriteria runtuh Hoek & Brown lebih tinggi.

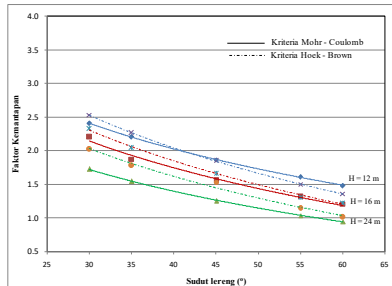
Kondisi ini membuktikan bahwa dengan perbedaan persamaan pada kedua kriteria runtuh yaitu Mohr-Coulomb menerapkan persamaan linier dan kriteria runtuh Hoek & Brown menerapkan persamaan non-linier, maka hasil perhitungan FK akan berbeda.



(a) Batupasir halus



(b) Batupasir kasar



(c) Batulumpur

Gambar 15. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12 m, 16 m, 24 m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari kriteria Hoek & Brown dengan perhitungan menggunakan kriteria runtuh Mohr-Coulomb dan perhitungan menggunakan kriteria runtuh Hoek & Brown perhitungan menggunakan keseimbangan batas (perangkat lunak *slide*)

3.2.1.2 Analisis Stabilitas Lereng Berdasarkan Grafik

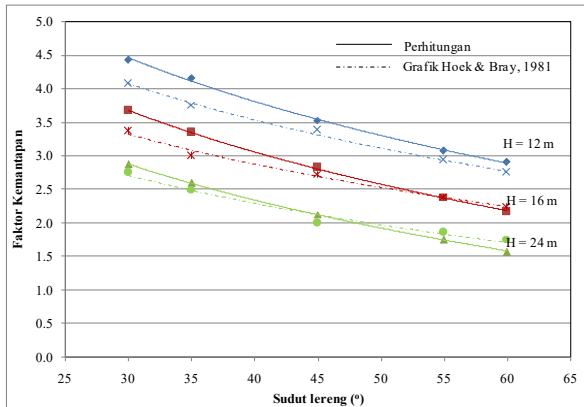
Cara lain untuk menentukan kondisi stabilitas lereng berdasarkan pada perhitungan FK dengan menggunakan grafik stabilitas lereng. Saat ini grafik stabilitas lereng yang biasa digunakan untuk menilai kondisi stabilitas lereng adalah grafik stabilitas lereng **Hoek & Bray (1981)** dan grafik stabilitas lereng **Li dkk. (2008)**. Keunggulan grafik stabilitas lereng **Li dkk. (2008)** ini dapat digunakan untuk batuan karena telah memasukkan parameter massa batuan yaitu GSI dan m_1 untuk menentukan FK dengan mudah dan cepat.

Hasil perhitungan FK berdasarkan parameter hasil uji geser blok besar menunjukkan bahwa hasil perhitungan FK dengan grafik stabilitas lereng **Hoek & Bray** untuk tinggi lereng tunggal 12 m memberikan hasil FK lebih rendah daripada

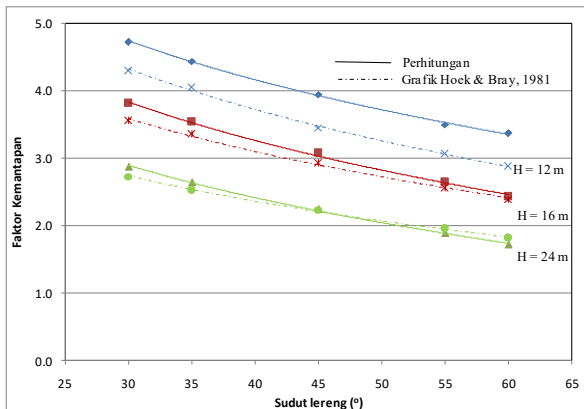
hasil perhitungan, baik untuk batupasir (Gambar 16a) dan batulumpur (Gambar 16b), Sedangkan untuk tinggi lereng tunggal 16 m dan 24 m hasil perhitungan FK hampir sama. Perbedaan nilai FK hasil antara penggunaan grafik stabilitas lereng **Hoek & Bray (1981)** dengan perhitungan sebesar 6%. Perbedaan ini karena kesalahan dalam pembulatan angka pada saat menentukan angka di grafik stabilitas lereng. Adapun kekurangan grafik stabilitas lereng **Hoek & Bray (1981)** kurang tepat apabila diterapkan untuk batuan.

Berikut contoh hasil penggunaan analisis dengan menggunakan grafik **Li dkk. (2008)** diterapkan untuk lereng tunggal berdimensi tinggi 12 m dan sudut kemiringan 30°, FK hasil perhitungan dengan kriteria **Hoek & Brown** diperoleh 1,78 dan dengan menggunakan grafik stabilitas **Li dkk. (2008)** diperoleh 4,5. Untuk lereng berdimensi tinggi 12 m dan sudut kemiringan 45°, FK hasil perhitungan diperoleh 1,26 dan dengan menggunakan grafik stabilitas **Li dkk. (2008)** diperoleh 1,93. Sehingga terdapat perbedaan perhitungan FK dari 35% sampai 60%.

Disamping keunggulan grafik stabilitas **Li dkk. (2008)** dapat digunakan untuk batuan terdapat kekurangan yaitu hasil FK nya tidak sama dengan perhitungan dengan menggunakan kriteria runtuh **Hoek & Brown**. Sehingga sangat mungkin untuk mengembangkan grafik stabilitas lereng untuk menilai stabilitas lereng batuan lunak dengan mudah, cepat dan tepat.



(a) Batupasir



(b) batulumpur

Gambar 16. Hubungan antara sudut lereng terhadap FK untuk tinggi lereng tunggal 12 m, 16 m, 24 m dengan nilai kohesi dan sudut gesek dalam dari uji geser blok besar dengan menggunakan metode grafik stabilitas lereng **Hoek & Bray (1981)** dan metode perhitungan (perangkat lunak *slide*)

3.3. Pengembangan Grafik Stabilitas Lereng

Pengembangan grafik stabilitas lereng dibuat berdasarkan hasil uji laboratorium, karakterisasi massa batuan dan uji geser blok besar. Parameter hasil tersebut dapat dilihat pada Tabel 9.

3.3.1. Analisis Dimensi

Seperti yang disebutkan sebelumnya bahwa ada 7 produk tak berdimensi, yaitu

$$f = (\pi_1, \pi_2, \pi_3, \pi_4, \pi_5, \pi_6, \pi_7) \quad \dots [17]$$

Hasil penurunan persamaan [17] menjadi π_1 sampai dengan π_7 . Persamaan [18] sampai dengan persamaan [24] adalah produk tak berdimensi dari π_1 sampai dengan π_7 adalah sebagai berikut:

$$\pi_1 = f(\sigma_c, h, \gamma, w) \quad \dots [18]$$

$$\pi_2 = f(\sigma_c, h, \gamma, sd) \quad \dots [19]$$

$$\pi_3 = f(\sigma_c, h, \gamma, c) \quad \dots [20]$$

$$\pi_4 = f(\sigma_c, h, \gamma, \text{Tan } \phi) \quad \dots [21]$$

$$\pi_5 = f(\sigma_c, h, \gamma, A) \quad \dots [22]$$

$$\pi_6 = f(\sigma_c, h, \gamma, w, jF) \quad \dots [23]$$

$$\pi_7 = f(\sigma_c, h, \gamma, \text{RMR}) \quad \dots [24]$$

Hubungan fungsi tak berdimensi ini mempunyai bentuk fungsi *power* dengan koefisien pangkat a, b, dan c, dan kemudian pangkat M, L, dan T masing-masing disamakan dengan nol. Hal ini menghasilkan tiga persamaan dalam tiga bilangan untuk tiap parameter persamaan tak berdimensi π sehingga dapat menentukan pangkat a, b, dan c dan dengan demikian

persamaan tak berdimensi π diperoleh. Untuk penentuan persamaan produk tak berdimensi lainnya beserta koefisien pangkat (Lampiran D).

Contoh persamaan tak berdimensi [25]

$$\pi_7 = f(\sigma_c, h, \gamma, \text{RMR}) \text{ menjadi}$$

$$\pi_7 = \sigma_c^a h^b \gamma^c \text{RMR} \quad \dots [25]$$

Bentuk persamaan umum produk tak berdimensi [26]

$$\pi_{n-k} = Q_1^{an-k} Q_2^{bn-k} Q_3^{cn-k} A_4 \quad \dots [26]$$

Hubungan kuantitas ini sebagai fungsi power dengan angka eksponensial a, b, dan c. Salah satu contoh penentuan penentuan koefisien pangkat dari persamaan [27]

$$\pi_7 = f(\sigma_c, h, \gamma, \text{RMR}) \quad \dots [27]$$

$$\pi_7 = \sigma_c^a h^b \gamma^c \text{RMR}$$

Dengan memasukkan unit dimensi ke dalam persamaan [27] memperoleh

$$\pi_7 = [\text{ML}^{-1}\text{T}^{-2}]^a [\text{L}]^b [\text{ML}^{-2}\text{T}^{-2}]^c [\text{RMR}] \quad \dots [28]$$

$$\pi_7 = [\text{ML}^{-1}\text{T}^{-2}]^a [\text{L}]^b [\text{ML}^{-2}\text{T}^{-2}]^c [1] = \text{M}^0 \text{L}^0 \text{T}^0 \quad \dots [29]$$

Pangkat masing-masing dimensi harus sama pada kedua ruas persamaan di atas, yaitu dengan mengitung pangkat untuk M, L, dan T, seperti di bawah ini.

$$\text{M: } a + 0 + c = 0 \quad \dots [30]$$

$$\text{L: } -a + b - 2c = 0 \quad \dots [31]$$

$$\text{T: } -2a + 0 - 2c = 0 \quad \dots [32]$$

Karena m persamaan kurang dari n variabel, maka persamaan tersebut disebut persamaan nontrivial, maka untuk memperoleh n variabel diambil nilai bulat terkecil sebagai dasar untuk menentukan variabel yang lain. Dari persamaan simultan (30) sampai dengan (32) akan diperoleh $a = 1$, $b = -1$ dan $c = -1$ setelah disusun memperoleh persamaan [33]

$$\pi_7 = [ML^{-1}T^{-2}]^a[L]^b[ML^{-2}T^{-2}]^c[RMR] \quad \dots [33]$$

$$\pi_7 = \frac{[M^{-1}T^{-2}]}{[L] M^{-2}T^{-2}} [RMR] = \frac{\sigma_c RMR}{h\gamma} \quad \dots [34]$$

Sehingga akhirnya diperoleh produk tak berdimensi terkait dengan RMR adalah persamaan [35],

$$\pi_7 = (\sigma_c RMR)/(h\gamma) \quad \dots [35]$$

Tabel 10. Parameter massa batuan tambang batubara
Tutupan

Penampang	Jenis	Lokasi			Sifat massa batuan		Sifat fisik			Sifat mekanik			
	Batuan	S	B	RL	jF	RMR	γ (kN/m ³)	w (%)	sd (%)	c (MPa)	ϕ (°)	A (cm ²)	σ_c (MPa)
1	Batupasir kasar	40	69	49	2,4	60	22,6	1,8	22,62	0,311	43	22	13,47
2	Batupasir kasar	40	64	36	3,7	42	23,5	4,38	22,62	0,259	43	625	8,68
3	Batupasir halus	43	61	-5	10,5	23	24,5	8,73	22,62	0,234	48	10000	1,24
4	Batupasir halus	43	61	3	4,5	38	24,5	8,12	88,47	0,234	48	2500	4,46
5	Batupasir halus	47	102	80	1,6	71	23,6	1,83	88,47	0,344	46	22	28,30
6	Batupasir halus	44	77	-71	2,7	40	25,4	9,73	88,47	0,302	48	625	16,20
7	Batupasir halus	45	77	-50	5,0	37	24,5	8,12	88,47	0,234	48	2500	2,92

Penampang	Jenis	Lokasi			Sifat massa batuan		Sifat fisik			Sifat mekanik			
	Batuan	S	B	RL	jF	RMR	γ (kN/m ³)	w (%)	sd (%)	c (MPa)	ϕ (°)	A (cm ²)	σ_c (MPa)
8	Batupasir halus	52	103	26	6,7	35	24,4	7,56	88,47	0,155	48	5625	1,80
9	Batupasir kasar	52	102	26	5,0	34	24,4	7,56	88,47	0,155	48	5625	1,80
10	Batupasir kasar	52	132	86	3,7	42	23,5	4,38	22,62	0,259	43	625	8,68
11	Batupasir kasar	60	144	70	2,0	69	22,6	1,8	22,62	0,311	43	22	13,47
12	Batupasir kasar	40	61	64	4,3	38	23,7	5,33	22,62	0,200	42	2500	2,92
13	Batupasir kasar	40	61	70	10,0	24	25,6	8,06	22,62	0,145	45	10000	1,80
14	Batupasir kasar	39	67	61	4,1	37	23,7	5,33	22,62	0,200	42	2500	2,92
15	Batupasir halus	37	68	70	8,6	24	25,0	5,33	22,62	0,132	42	10000	1,32
16	Batupasir halus	46	67	-37	6,4	37	24,4	7,56	88,47	0,155	48	5625	1,80
17	Batupasir halus	46	68	-37	5,0	37	24,5	8,12	88,47	0,234	48	2500	4,46
18	Batupasir halus	44	96	107	1,6	70	23,6	1,83	88,47	0,344	46	22	28,30
19	Batupasir halus	45	96	108	1,8	69	23,6	1,83	88,47	0,344	46	22	28,30
20	Batulumpur	60	127	108	2,8	45	24,0	5,6	80,68	0,496	37	22	4,46
21	Batulumpur	47	93	88	1,8	65	22,9	3,9	80,68	0,379	31	625	16,2
22	Batulumpur	48	96	102	5,0	37	21,1	7,89	80,68	0,157	34	2500	3,57

Keterangan: S = strip, B = blok, RL = relative elevation, jF = Frekuensi kekar, RMR = Rock Mass Rating, w = kadar air, sd = slake durability

c = kohesi, ϕ = sudut gesek dalam, A = luas permukaan bidang geser, σ_c = kuat tekan uniaksial

Contoh penentuan hubungan σ_c , h , γ dan A dengan menerapkan cara yang sama seperti penentuan persamaan tak berdimensi π_7 maka dapat ditentukan persamaan tak berdimensi π_5 , sebagai berikut

$$\pi_5 = \sigma_c^a h^b \gamma^c A$$

$$\pi_5 = [ML^{-1}T^{-2}]^a [L]^b [ML^{-2}T^{-2}]^c [A]$$

$$\pi_5 = [ML^{-1}T^{-2}]^a [L]^b [ML^{-2}T^{-2}]^c [L^3]$$

$$M: \quad a \quad + \quad 0 \quad + \quad c \quad = \quad 0$$

$$L \quad -a \quad + \quad b \quad - \quad 2c \quad = \quad 3$$

$$T \quad -2a \quad + \quad 0 \quad - \quad 2c \quad = \quad 0$$

maka diperoleh $a = 1$, $b = 0$ dan $c = -1$

$$\pi_4 = [ML^{-1}T^{-2}]^a [L]^0 [ML^{-2}T^{-2}]^c [A]$$

$$\pi_4 = \frac{[M^{-1}T^{-2}]}{[L]^3 [M^{-2}T^{-2}]} [A] = \frac{\sigma_c A}{h^3 \gamma}$$

Persamaan [36] produk tak berdimensi antara gaya penahan ($\sigma_c.RMR$) dan gaya penggerak ($h.\gamma$). Setelah disusun produk tak berdimensi $\pi = (\pi_1, \pi_2, \pi_3, \pi_4, \pi_5, \pi_6, \pi_7)$, maka hasilnya adalah persamaan [36]

$$\pi = \left[\frac{[\sigma_c][w]}{[h][\gamma]}, \frac{[\sigma_c][d]}{[h][\gamma]}, \frac{[c]}{[h][\gamma]}, \frac{[\sigma_c][\tan\phi]}{[h][\gamma]}, \frac{[\sigma_c][A]}{[h]^3[\gamma]}, \frac{[\sigma_c][F]}{[h][\gamma]}, \frac{[\sigma_c][RMR]}{[h][\gamma]} \right]. \quad [36]$$

Untuk mendapatkan hubungan π_1 sampai dengan π_7 dapat dilakukan melalui cara eksperimentasi atau analisis dan untuk kasus stabilitas lereng digunakan cara eksperimentasi dan analisis statistik. Penentuan baik tidaknya hubungan antara produk tak berdimensi menggunakan koefisien korelasi (R^2) dengan kriteria baik jika $R^2 > 90\%$.

Dari persamaan-persamaan π_1 sampai π_7 dihitung nilai-nilai dari setiap persamaan atau disebut nilai variabel tak berdimensi. Nilai dari tiap persamaan dapat dilihat pada Tabel 10.

Tabel 11. Nilai variabel tak berdimensi

π_1	π_2	π_3	π_4	π_5	π_6	π_7
$\sigma_c \cdot w/h \cdot \gamma$	$\sigma_c \cdot sd/h \cdot \gamma$	$c/h\gamma$	$\sigma_c \cdot \text{Tan}\phi/h \cdot \gamma$	$\sigma_c \cdot A/h^3 \cdot \gamma$	$\sigma_c \cdot jF/h \cdot \gamma$	$\sigma_c \cdot \text{RMR}/h \cdot \gamma$
1072,83	169,27	13,76	555,80	1788,05	1430,44	35761,06
1617,80	44,83	11,02	344,44	1108,09	1366,64	15513,19
427,87	3,21	5,29	44,13	147,04	514,62	1127,27
967,77	31,81	9,55	132,37	357,55	536,33	4528,98
2302,26	54,65	11,89	262,79	709,84	638,86	9464,57
967,77	31,81	9,55	132,37	357,55	595,92	4409,80
557,70	21,06	6,35	81,93	221,31	494,26	2581,97
557,70	21,06	6,35	81,93	221,31	368,85	2508,20
1617,80	44,83	11,02	344,44	1108,09	1366,64	15513,19
778,14	14,68	8,43	131,45	437,97	627,76	5547,68
560,42	5,00	5,66	69,53	208,59	695,31	1668,75
656,69	12,39	8,43	110,94	369,62	505,15	4558,65
281,42	5,60	5,28	47,54	158,40	454,08	1267,20
557,70	21,06	6,35	81,93	221,31	472,13	2729,51
1478,17	48,59	9,55	202,18	546,12	910,20	6735,51
2994,31	335,13	17,96	461,32	2303,32	1381,99	49905,21
1173,64	36,51	6,54	100,33	446,25	743,75	5503,75

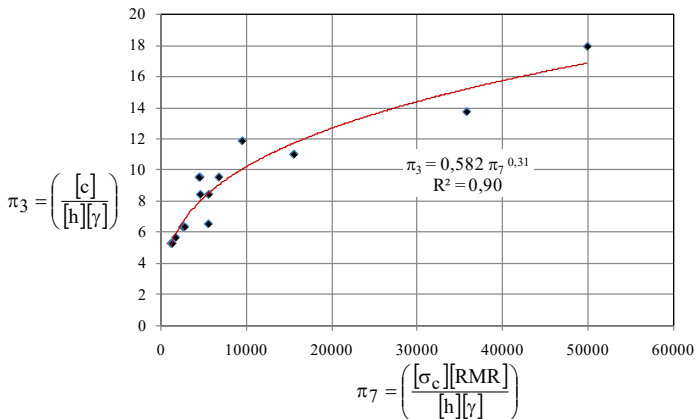
Dari data di Tabel 10 dibuat kurva hubungan untuk setiap nilai variabel π_1 sampai π_7 hingga mendapatkan variabel yang mempengaruhi kohesi dan sudut gesek dalam terhadap RMR dan kuat tekan uniaksial.

3.3.2. Grafik Penentuan Kohesi dan Sudut Gesek Dalam Penentuan hubungan kohesi dengan RMR adalah dengan menghubungkan π_7 vs. π_3 yaitu persamaan [37],

$$\frac{c}{h\gamma} = f \left[\frac{\sigma_c \text{ RMR}}{h\gamma} \right] \quad \dots [37]$$

Gambar 17 menunjukkan hubungan antara produk tak berdimensi π_7 dengan π_3 yaitu produk tak berdimensi yang berkaitan dengan RMR, kuat tekan uniaksial dan kohesi sebagai gaya penahan dan tinggi lereng dan bobot isi batuan sebagai gaya penggerak. Hasil hubungan merupakan fungsi empirik dari produk tak berdimensi π_7 vs. π_3 yang ditunjukkan oleh persamaan [38],

$$\frac{c}{h\gamma} = 0,582 \left[\frac{\sigma_c \text{ RMR}}{h\gamma} \right]^{0,311} \quad \dots [38]$$



Gambar 17. Hubungan persamaan tak berdimensi antara kohesi dan RMR

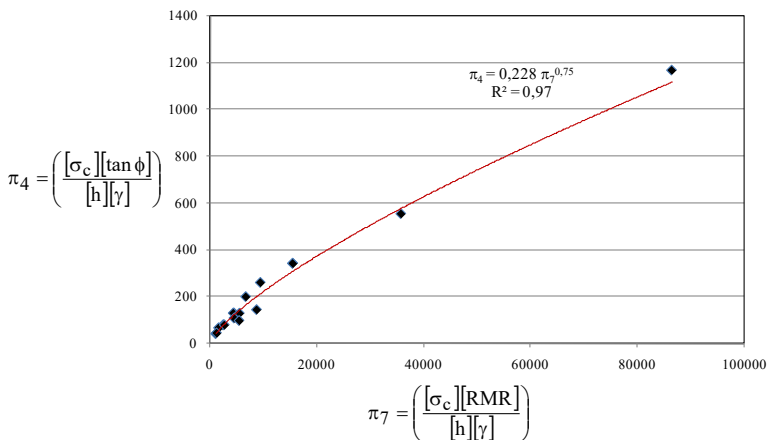
Hubungan persamaan tak berdimensi antara kohesi dan RMR diperoleh fungsi kohesi terhadap kuat tekan uniaksial (σ_c) dan RMR yaitu

$$c = 0,582 \sigma_c^{0,3} \text{ RMR}^{0,3} h^{0,\theta} \gamma^{0,\theta} \quad \dots [39]$$

Penentuan sudut gesek dalam sebagai fungsi kuat tekan uniaksial dan RMR dapat diperoleh dengan menghubungkan persamaan produk tak berdimensi antara π_5 vs. π_2 (Gambar 18) yaitu

$$\pi_5 = \frac{\sigma_c \text{ RMR}}{h \gamma} \quad \dots [40]$$

$$\pi_2 = \frac{\sigma_c \tan \phi}{h \gamma} \quad \dots [41]$$



Gambar 18. Hubungan persamaan tak berdimensi antara sudut gesek dalam terhadap RMR

Sesuai definisi batuan lunak bahwa batuan dengan kuat tekan uniaksial batuan utuh antara 0,5 MPa hingga 25 MPa. Untuk

itu dibuat dua grafik yaitu grafik penentuan kohesi dengan kuat tekan batuan utuh antara 0,50 MPa hingga 1 MPa (Gambar 19) dan grafik penentuan kohesi untuk kuat tekan batuan utuh antara 1 MPa hingga 25 MPa (Gambar 20).

Sementara untuk sudut gesek dalam hanya dibuat satu grafik saja. Hal ini sesuai dengan RMR (**Bieniawski, 1989**) bahwa setiap kisaran nilai RMR selalu ada nilai rata-rata sudut gesek dalam maka dengan menggunakan dasar hubungan antara RMR dengan sudut gesek dalam dapat ditentukan (Gambar 21).

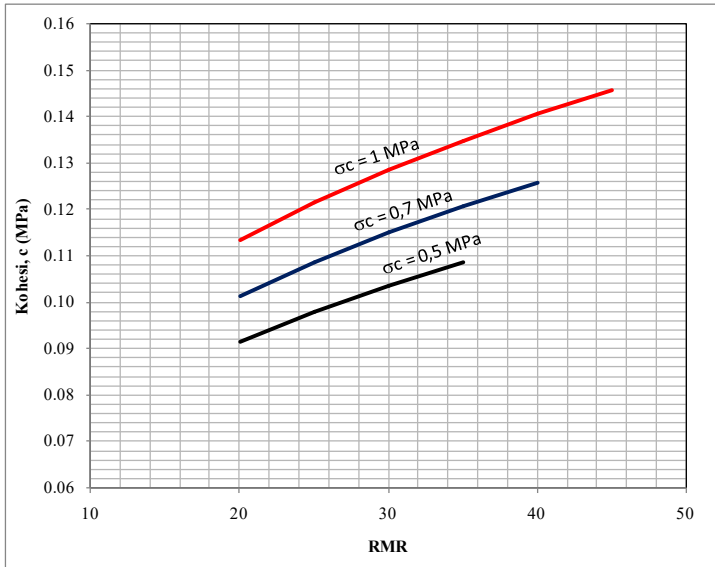
3.3.3. Grafik Stabilitas Lereng

Berdasarkan hasil perhitungan stabilitas lereng dengan memasukkan produk tak berdimensi gaya penahan dibagi gaya penggerak akan diperoleh persamaan

$$\frac{c}{h \gamma \tan \phi} \quad \dots [42]$$

$$\frac{\tan \phi}{K} \quad \dots [43]$$

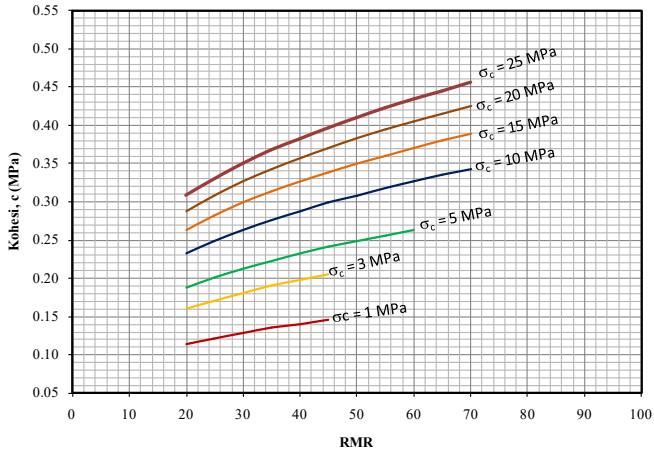
Persamaan ini selanjutnya sebagai dasar untuk membuat grafik stabilitas lereng. Parameter kohesi dan sudut geser dalam dapat diperoleh dari grafik penentuan kohesi (Gambar 19 dan 20) dan grafik penentuan sudut gesek dalam (Gambar 21).



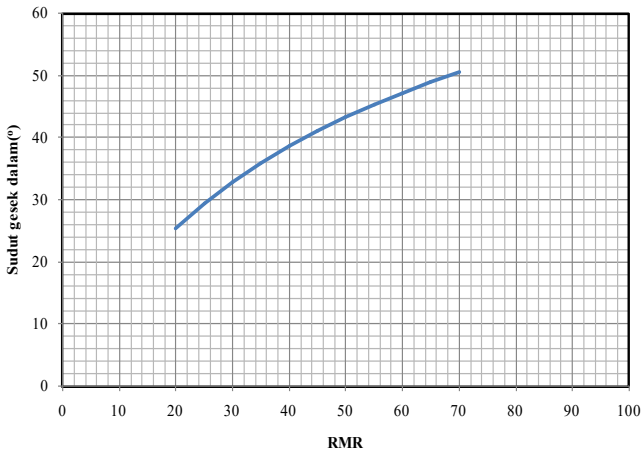
Gambar 19. Grafik penentuan kohesi berdasarkan kuat tekan uniaksial batuan utuh dari 0,5 MPa hingga 1 MPa dan RMR

Berdasarkan hasil masukkan kohesi dan sudut gesek dalam massa batuan tersebut maka disusunlah grafik stabilitas lereng batuan lunak untuk menghitung FK yang terdiri hanya satu buah grafik stabilitas lereng (Gambar 22).

Pada umumnya lereng tunggal di batuan lunak mempunyai tinggi berkisar antara 12 m sampai dengan 24 m dengan kohesi antara 0,05 MPa hingga 0,30 MPa, maka Gambar 22. diperbesar menjadi Gambar 23 pada rentang sesuai dengan penggunaan sehingga agar mendapatkan nilai FK yang lebih teliti.

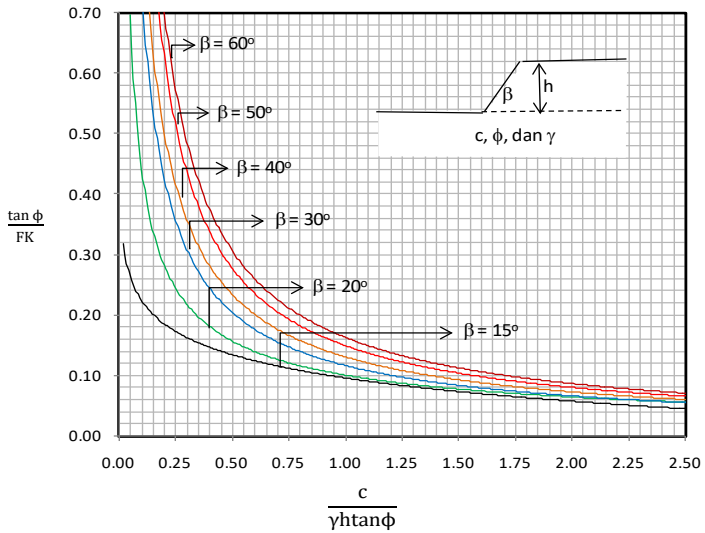


Gambar 20. Grafik penentuan kohesi berdasarkan kuat tekan uniaksial batuan utuh dari 1 MPa hingga 25 MPa dan RMR

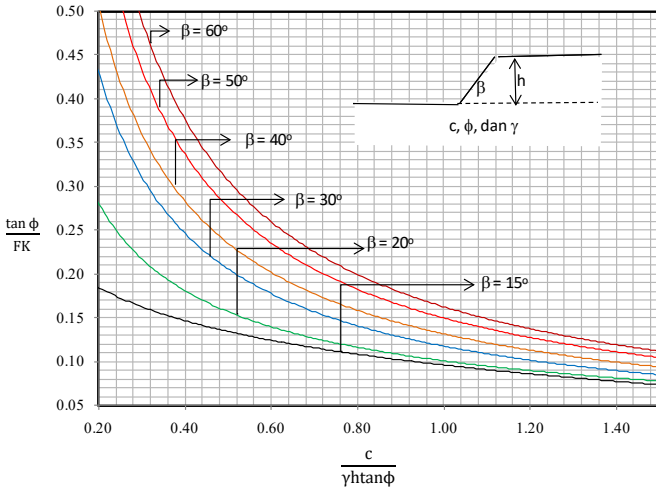


		RMR				
Bieniawski, 1989	RMR: 0 – 20	20 – 40	40 – 60	60 – 80	80 – 100	
	ϕ < 15°	15° – 25°	25° – 35°	35° – 45°	> 45°	

Gambar 21. Grafik penentuan sudut gesek dalam berdasarkan RMR



Gambar 22. Grafik stabilitas batuan lunak

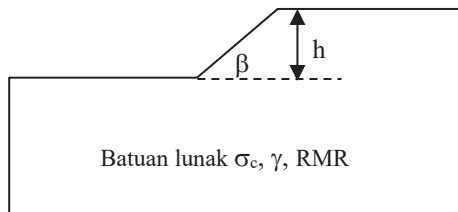


Gambar 23. Grafik stabilitas untuk tinggi lereng dari 12 m hingga 24 m

3.3.4. Model Lereng

Ilustrasi model lereng ditunjukkan seperti pada Gambar 24 dan parameter yang digunakan untuk merepresentasikan kondisi massa batuan penyusun lereng adalah kuat tekan uniaksial batuan, RMR dan bobot isi jenuh. Penentuan RMR diperoleh dari kuat tekan uniaksial laboratorium, PLI dan nilai *Rebound Schmidt Hammer*, frekuensi kekar, RQD, kondisi kekar, dan kondisi air tanah, dan arah umum kekar terhadap lereng. Semua pengukuran parameter menggunakan standard prosedur pengukuran bidang kekar merujuk pada **ISRM (1981)**.

Asumsi model lereng adalah lereng tunggal, semua variabel material dianggap konstan, perhitungan stabilitas lereng menggunakan pendekatan keseimbangan batas, dan kelongsoran terjadi berbentuk busur dari puncak lereng hingga kaki lereng. Model geometri lereng (Gambar 24) terdiri dari tinggi (h) dan sudut (β).



Gambar 24. Model lereng

3.3.5. Prosedur Penentuan Stabilitas Lereng

Hasil penentuan prosedur penentuan stabilitas lereng batuan lunak berupa grafik yang terdiri dari tiga buah grafik yaitu grafik penentuan kohesi (Gambar 19 dan 20), grafik penentuan

sudut gesek dalam (Gambar 21) dan grafik penentuan faktor keamanan (Gambar 22 dan 23).

Tahapan untuk menentukan kondisi stabilitas lereng batuan lunak adalah:

1. Penentuan RMR dengan karakterisasi massa batuan.
2. Penentuan kuat tekan uniaksial (uji laboratorium kuat tekan uniaksial, PLI atau *Schmidt Hammer*).
3. Penentuan kohesi (Gambar 19 dan 20) berdasarkan karakterisasi RMR sebagai masukan (tahapan 1) dan berdasarkan kuat tekan uniaksial sebagai masukan (tahapan 2).
 - a. Penentuan kohesi massa batuan (Gambar 20)
 - i. menarik garis vertikal dari nilai RMR (tahapan 1) hingga berpotongan dengan kurva kuat tekan (tahapan 2),
 - ii. menarik garis horisontal dari titik perpotongan tersebut hingga berpotongan dengan sumbu vertikal kohesi (pada sumbu ordinat).
 - b. Penentuan sudut gesek dalam massa batuan (Gambar 21)
 - i. menarik garis vertikal dari nilai RMR (tahapan 1) hingga berpotongan pada garis kurva,
 - ii. menarik garis horizontal dari titik perpotongan tersebut hingga berpotongan dengan sumbu vertikal sudut gesek dalam (pada sumbu ordinat).

4. Penentuan sudut gesek (Gambar 21) dengan masukan RMR (tahapan 1).
5. Memilih sudut lereng di Gambar 22 dan 23.
6. Penentuan Faktor Keamanan berdasarkan Gambar 22 dan 23 dengan tahapan yaitu:
 - a. menghitung produk tak berdimensi ($c/\gamma h \tan \phi$),
 - b. menarik garis vertikal dari hasil perhitungan produk tak berdimensi hingga berpotongan dengan kurva sudut lereng.
 - c. Menarik garis horizontal dari titik perpotongan (tahapan b) menuju produk tak berdimensi ($\tan \phi / FK$)
 - d. Menentukan Nilai Faktor Keamanan (FK) dari persamaan ($\tan \phi / FK$)
 - e. Penentuan Kondisi lereng; kriteria, lereng stabil, $FK > 1$; lereng kritis, $FK = 1$; dan lereng tidak stabil, $FK < 1$.

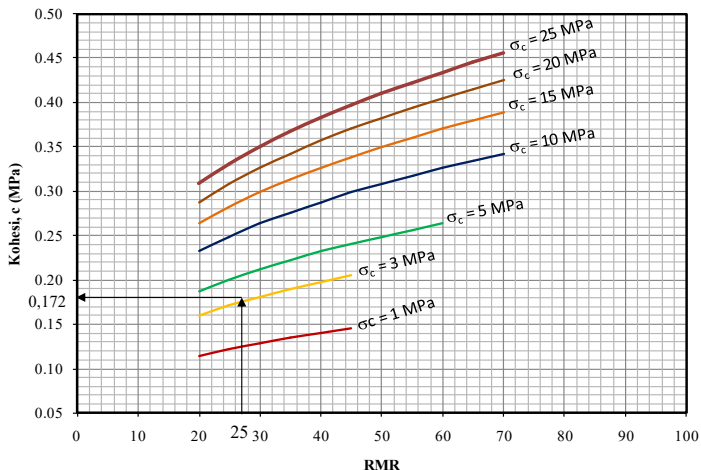
3.3.6. Contoh Penggunaan Grafik Stabilitas Lereng

Lereng memiliki geometri, tinggi (h) = 12 m dan sudut kemiringan lereng (β) = 50° . Hasil pengukuran karakterisasi lereng massa batuan memberi nilai RMR = 25 dan kuat tekan uniaksial batuan (σ_c) = 3 MPa.

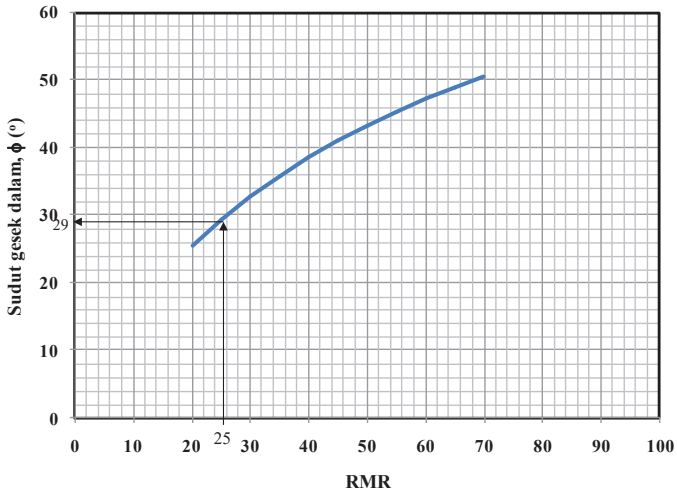
Tahapan prosedur penentuan stabilitas lerengan adalah:

1. Gunakan Grafik penentuan kohesi (Gambar 18 dan Gambar 25) diperoleh kohesi yaitu $c = 172$ kPa dan dari Gambar 21 dan Gambar 26 diperoleh sudut gesek dalam, $\phi = 29^\circ$.

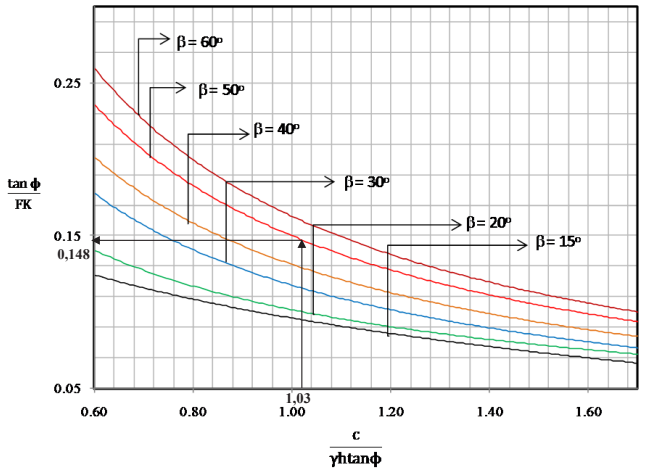
2. Pilih model lereng (Gambar 22 atau 27) dengan sudut $\beta = 50^\circ$
3. Gunakan Gambar 25, 26 dan 27 akan diperoleh hasil perhitungan produk tak berdimensi $(c/h\gamma \tan\phi) = 1,03$ dan angka stabilitas lereng tak berdimensi $(\tan\phi/FK)$ adalah 0,148.
4. Berdasarkan perhitungan $(\tan\phi/FK)$ maka diperoleh faktor keamanan (FK) lereng adalah 3,74
5. Hasil kondisi lereng adalah stabil (kriteria, $FK > 1$).



Gambar 25. Langkah 1, penentuan kohesi dari suatu kasus lereng dengan RMR = 25 dan UCS = 3 MPa. c, kohesi = 0,172 MPa.



Gambar 26. Langkah 2, penentuan kohesi dari suatu kasus lereng dengan RMR = 25, hasil sudut gesek dalam = 29°.

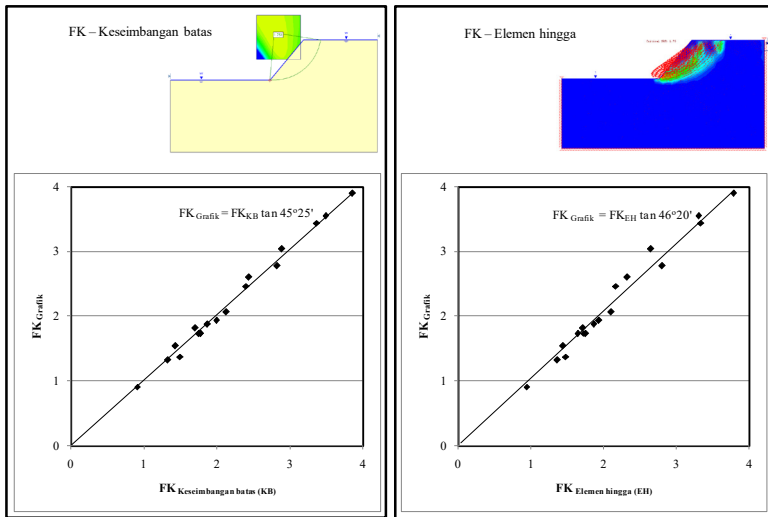


Gambar 27. Langkah 3, Penentuan faktor keamanan lereng $h = 12$ m, $\beta = 50^\circ$ dengan RMR = 25 kuat tekan batuan utuh $\sigma_c = 3$ MPa & bobot isi jenuh $\gamma_s = 0,025$ MN/m³

3.3.7. Validasi Grafik Stabilitas Lereng Tunggal Batuan Lunak

Untuk memastikan bahwa grafik stabilitas lereng dapat diterapkan pada kondisi di lapangan yaitu dengan cara melakukan validasi. Validasi data grafik dilakukan di tambang Tambang PT, Adaro Indonesia dan PT. Arutmin Indonesia dengan perhitungan FK menggunakan metode keseimbangan batas perangkat lunak *slide* dan metode elemen hingga. Grafik FK hasil validasi antara perhitungan grafik terhadap perhitungan metode keseimbangan batas dan metode elemen hingga (Gambar 28).

Hasil validasi menunjukkan bahwa perhitungan FK dengan grafik hasil pengembangan dengan perhitungan yang digunakan di lapangan tidak jauh berbeda, dengan tingkat perbedaan perhitungan tidak lebih dari 2 - 10% atau perhitungan FK grafik terkoreksi 1,02 dari perhitungan FK keseimbangan batas dan terkoreksi 1,05 dari perhitungan FK elemen hingga.



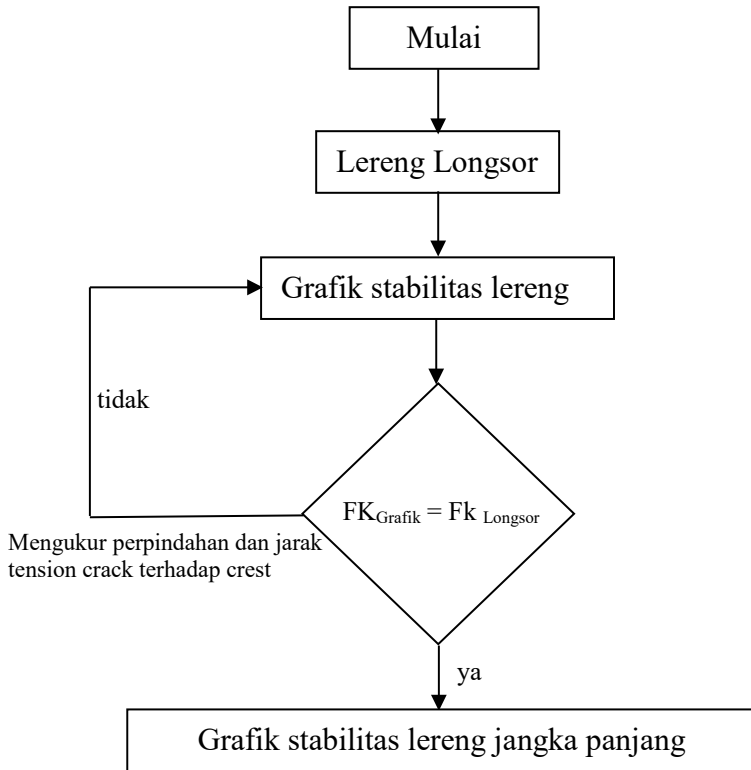
Gambar 28. Hasil validasi FK

1.3.8. Validasi Kelongsoran Berdasarkan Data Pemantauan
 Secara umum lokasi lereng longsor yang terpantau oleh alat pemantauan terjadi pada daerah tidak di lokasi studi. Adapun hasil pemantauan pergerakan lereng dapat dilihat pada gambar IV.30 sampai dengan IV.37.

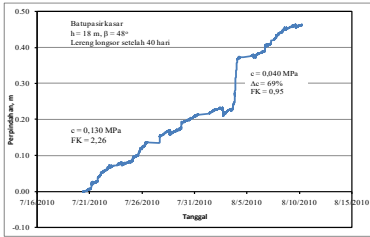
Salah satu hasil pemantauan pergerakan lereng dilakukan di *low wall pit* PAMA (*pit central 1 South Tutupan*) blok N 7123 – N 7143 / E 4106 – E 4109 dengan jenjang setinggi 18 m dengan sudut 48°. Longsor yang terjadi berupa longsor lokal (*local failure*) yang terjadi pada tanggal 3 Agustus 2010 pada batupasir berbutir kasar (Gambar 38). Berdasarkan nilai RMR adalah 32 termasuk dalam massa batuan buruk.

Untuk mengetahui pengaruh proses penurunan kekuatan akibat proses pelapukan di massa batuan dengan memvalidasi

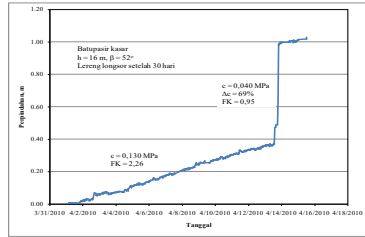
hasil grafik stabilitas dengan hasil pemantauan adalah dengan melihat jarak tension crack terhadap crest lereng saat terjadi setelah terjadi kelongsoran. Adapun tahapan adalah sebagai berikut



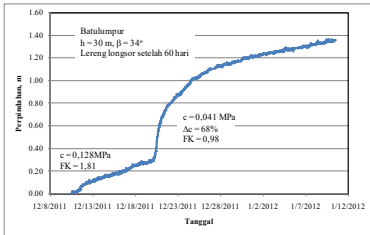
Gambar 29. Tahapan validasi untuk mengetahui pengaruh kekuatan jangka panjang



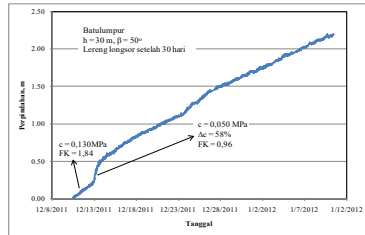
Gambar 30. Pergerakan lereng di Pit Pama SSR



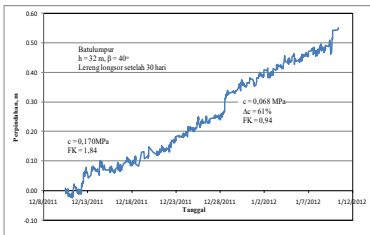
Gambar 31. Pergerakan lereng di Pit Pama PRA26



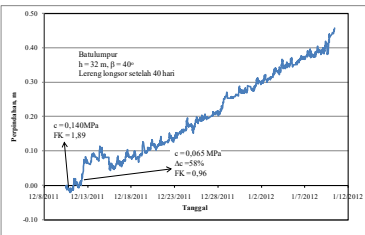
Gambar 32. Pergerakan lereng di Pit Buma PRA52



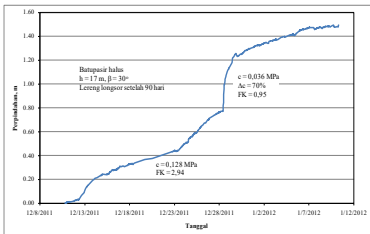
Gambar 33. Pergerakan lereng di Pit Buma PRA123



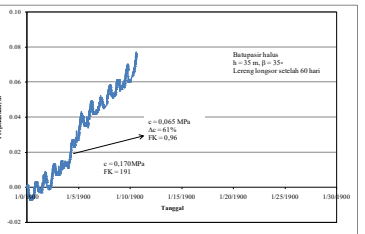
Gambar 34. Pergerakan lereng di Pit Sis PRA111



Gambar 35. Pergerakan lereng di Pit Sis PRA112



Gambar 36. Pergerakan lereng di Pit RA PRN17

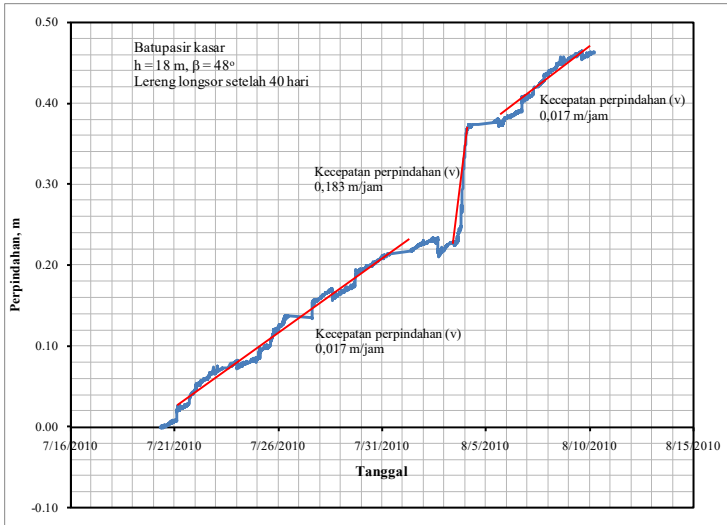


Gambar 37. Pergerakan lereng di Pit RA PRA136

Berdasarkan data pemantauan pergerakan lereng dengan menggunakan *Slope Stability Radar (SSR)*. Berdasarkan data pemantauan pada *SSR Viewer* (Gambar 39) pergerakan lereng yang terjadi pada tanggal 20 Juli - 4 Agustus 2010 terlihat perbedaan *trend* kurva yang mencolok. Dari tanggal 20 Juli 2010 hingga tanggal 3 Agustus 2010 pergerakannya relatif regresif. Hal ini semakin terbukti dengan terjadinya longsor pada lereng tersebut pada tanggal 3 Agustus 2010.



Gambar 38. Kelongsoran lereng tunggal di *Lowwall Pit PAMA*



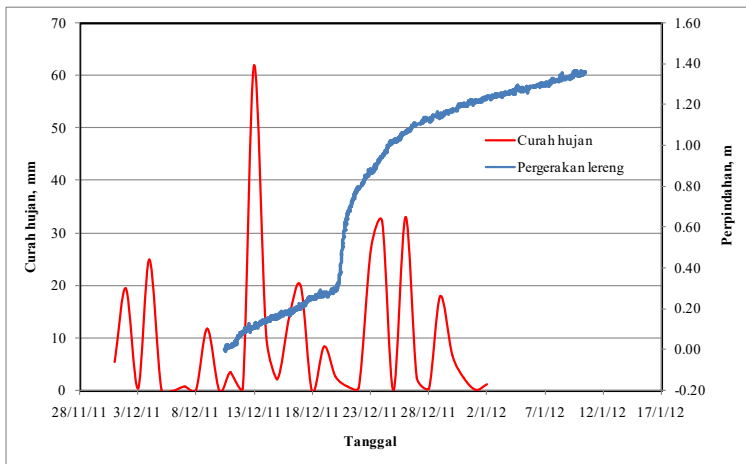
Gambar 39. Grafik pergerakan lereng hasil pemantauan *Slope Stability Radar (SSR)*

Diketahui pula histori pergerakan pada saat mengalami regangan yaitu dari tanggal 20 Juli 2010 hingga tanggal 21 Juli 2010 sebesar 0,018 m (Gambar 39). Hal ini mengindikasikan bahwa lereng mulai mengalami retakan. Sedangkan dari tanggal 20 Juli 2010 hingga tanggal 25 Juli 2010 sebesar 0,096 m. Kondisi ini memberikan kecepatan pergerakan 0,17 m/jam. Hal ini mengindikasikan bahwa lereng sedang mengalami pergerakan progresif yang terus – menerus terjadi hingga mengakibatkan longsor pada tanggal 3 Agustus 2010 pada kecepatan pergerakan hingga 0,183 m/jam (Gambar 39).

Pada umumnya lereng yang longsor adalah lereng dengan dimensi melebihi lereng desain. Untuk mengetahui kekuatan geser saat kondisi lereng digunakan dengan menggunakan

analisis balik. Cara analisis balik adalah dengan menyamakan pergerakan lereng dengan mengubah modulus elastisitas hingga sama dan selanjutnya menghitung c dan ϕ berulang-ulang hingga mendapatkan FK lereng kurang dari 1 Pada contoh lereng longsor seperti diatas, hasil analisis balik c dan ϕ pada saat kondisi lereng longsor dengan $FK = 0,93$ dengan kohesi (c) = 0,040 MPa dan sudut gesek dalam (ϕ) = 23°.

Berdasarkan hasil pemantauan menunjukkan bahwa kelongsoran terjadi setelah lereng terbuka antara 1 bulan hingga 3 bulan (Gambar 30 s.d.37). Pada kenyataan di lapangan menunjukkan bahwa terjadinya kelongsoran lereng sangat berkaitan dengan curah hujan, contoh pergerakan lereng vs. curah hujan (Gambar 40). Kelongsoran terjadi karena hujan selama 5 hari, curah hujan terbesar adalah 62 mm berturut yaitu 10 mm, 2 mm, 14 mm dan 20 mm. Kondisi curah hujan akan mempengaruhi kekuatan batuan menjadi menurun.



Gambar 40. Pengaruh curah hujan terhadap pergerakan lereng

Hasil analisa balik data pemantauan menunjukkan bahwa terjadi penurunan kohesi desain terhadap kohesi longsor sebesar 58 – 70% atau 0,30 – 0,42 c grafik dengan rata-rata sebesar 63,2% atau 0,37 c grafik dengan standard deviasi sebesar 5% (Tabel 12). Hasil penurunan ini sebagai akibat dari proses pelapukan setelah batuan terjali (terekpos) menjadi lereng. Besarnya penurunan kohesi hampir sama dengan hasil uji rayapan yaitu sebesar 57% dan penurunan karena pengaruh skala sebesar 52%.

Tabel 12. Hasil analisa balik kelongsoran lereng berdasarkan data pemantauan

No	Lokasi Pit	Jenis batuan	Alat Peman-tauan	Pergerakan lereng saat longsor (δ , m)	Perhitungan elemen hingga			Kekuatan geser desain		Penurunan	
					c (MPa)	ϕ (°)	δ (m)	c (MPa)	ϕ (°)	c (%)	ϕ (%)
1	Pama	BPK	SSR	0,35	0,040	23	0,33	0,130	32	69	28
2	Pama	BPK	PRA26	0,49	0,041	23	0,48	0,130	32	68	28
3	Buma	BPH	PRA52	0,53	0,050	23	0,53	0,120	28	58	17
4	Buma	BPH	PRA123	0,48	0,050	23	0,46	0,120	28	58	17
5	Sis	BPH	PRA111	0,25	0,065	25	0,23	0,170	28	61	10
6	Sis	BPH	PRA112	0,46	0,065	25	0,45	0,170	28	61	10
7	RA	BPH	PRA136	0,77	0,036	23	0,47	0,120	28	70	17
8	RA	BPH	PRN17	0,03	0,065	23	0,03	0,170	28	61	17

Analisis balik menunjukkan bahwa besar penurunan kohesi dan sudut gesek dalam tidak jauh dari hasil dengan uji hasil rayapan, sehingga penentuan kekuatan jangka panjang menggunakan hasil uji rayapan sebesar 0,40 – 0,59 c grafik. Hasil perhitungan FK jangkapanjang, menunjukkan bahwa lereng sesuai geometri desain untuk waktu jangka panjang

tidak longsor ($FK > 1$), tetapi lereng dengan geometri lebih dari desain menunjukkan longsor (Tabel 13).

Tabel 13. Penurunan FK karena pengaruh cuaca dan waktu

Penampang	Dimensi		Jenis Batuan	Faktor Keamanan (FK)		Waktu (hari)	Kondisi
	h (m)	β (°)		desain	JP		
1	12	48	BPk	3,47	1,32	90	Stabil
2	12	43	BPk	3,67	1,41	90	Stabil
3	12	30	BPh	4,83	2,23	90	Stabil
4	12	40	BPh	4,43	1,93	90	Stabil
5	12	40	BPh	4,43	1,93	90	Stabil
6	12	56	BPh	3,79	1,46	90	Stabil
7	12	40	BPh	4,43	1,92	90	Stabil
8	12	50	BPh	4,09	1,70	90	Stabil
9	12	40	BPk	3,67	1,39	90	Stabil
10	12	37	BPk	3,78	1,41	90	Stabil
11	12	42	BPk	3,47	1,33	90	Stabil
12	24	25	BPk	2,84	1,25	90	Stabil
13	12	35	BPk	3,90	1,44	90	Stabil
14	12	40	BPk	3,67	1,33	90	Stabil
15	12	38	BPh	4,62	1,97	90	Stabil
16	12	45	BPh	4,25	1,88	90	Stabil
17	12	43	BPh	4,43	1,93	90	Stabil
18	24	55	BPh	1,98	0,88	90	Longsor
19	24	50	BPh	2,12	0,92	90	Longsor
20	12	48	BL	3,03	1,12	90	Stabil
21	12	47	BL	3,09	1,15	90	Stabil
22	12	44	BL	3,32	1,19	90	Stabil

Keterangan: JP = Jangka panjang; $c_{\text{desain}} = c_{\text{grafik}}$; $c_{\text{JP}} = (0,4 - 0,59) c_{\text{grafik}}$

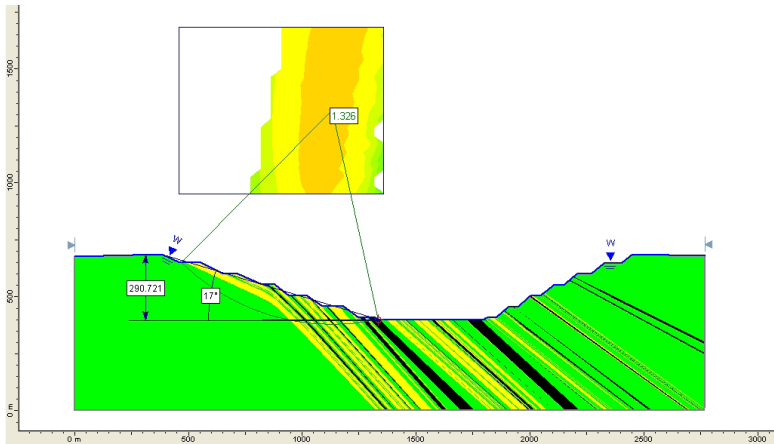
Berdasarkan FK jangka panjang diatas menunjukkan bahwa lereng batupasir berdimensi tinggi 24 m dengan kemiringan lebih dari 45° akan segera longsor. Dimensi lereng kritis batupasir adalah tinggi 16 m dan kemiringan 45° , batulumpur adalah tinggi 12 m dengan kemiringan 45° .

3.3.9. Lereng Keseluruhan

Sesuai dengan batasan penentuan stabilitas dengan metode grafik batuan lunak, bahwa grafik stabilitas ini dapat digunakan pada batuan berlapis jika perbedaan kekuatan antara lapisan batuan tidak terlalu besar.

Pada kasus lereng keseluruhan kuat tekan massa batuan antara 1 – 2 MPa maka penentuan stabilitas lereng keseluruhan dengan grafik stabilitas lereng dapat digunakan.

Hasil analisis kemantapan lereng keseluruhan tinggi 290 m dan sudut 17° dengan metode keseimbangan diperoleh FK 1,33 (Gambar 40). Parameter masukan untuk perhitungan adalah kohesi (c) batupasir 0,139 MPa sudut gesek dalam (ϕ) batupasir $26,85^\circ$, kohesi (c) batulumpur 0,115 MPa sudut gesek dalam batulumpur (ϕ) $19,68^\circ$ dan kohesi (c) batubara 0,120 MPa sudut gesek dalam batubara (ϕ) $19,51^\circ$. Dengan RMR masing-masing 51, 21 dan 36 dengan kuat tekan uniaksial masing-masing 1,20 MPa, 1 MPa dan 2 MPa.



Gambar 41. Hasil perhitungan lereng keseluruhan dengan metode keseimbangan batas

Untuk menggunakan grafik stabilitas lereng berdasarkan karakterisasi batuan di lereng keseluruhan, ada dua asumsi yaitu setiap lapisan batuan dianggap homogen dan kelongsoran dipicu dari RMR massa batuan terendah terdapat di lapisan batuan paling bawah dianggap sebagai pasak dari keseluruhan lereng.

Tahapan penentuan stabilitas lereng keseluruhan dengan metode grafik stabilitas lereng adalah

- menentukan kohesi berdasarkan RMR dan kuat tekan uniaksial,
- menentukan sudut gesek dalam berdasarkan RMR,
- menentukan nilai $c/h\gamma \tan\phi$,

- menentukan nilai x dari $\tan\phi/FK$ dengan menarik garis horisontal dari titik perpotongan $c/h\gamma\tan\phi$ dengan kurva sudut lereng,
- $FK = \tan\phi/x$.

Perhitungan penentuan FK lereng keseluruhan kasus lereng keseluruhan dengan tinggi 290 m dengan sudut kemiringan 17° dengan $RMR = 21$, $UCS = 1$ MPa dan $\gamma = 0,023$ MN/m³.

Hasil Grafik Stabilitas Lereng adalah

Grafik (1) $c = 0,115$ MPa

Grafik (2) $\phi = 26^\circ$

Grafik (3) $FK = 1,35$

FK grafik diperoleh 1,35 sementara hasil FK keseimbangan batas 1,33.

DAFTAR PUSTAKA

- Adachi, T. and Oka, F. (1995): *An elasto-plastic constitutive model for soft rock with strain softening*. Int. J. Numerical and Analytical Methods in Geomechanics: 19, 233-247.
- Aufmuth, R.E. (1973): *A Systematic Determination of Engineering Criteria for Rocks*, Bulletin of the Association of Engineering Geology 11, 235-45.
- Bandis, S. (1990): *Scale effects in the strength and deformability of rocks and rock joints*, Proc. The 1st Intl. Workshop on scale effects in Rock masses, Edited by Cunha, P.A. Luen, Norway 59-76.
- Bandis, S., Lumsden, A.C. and Barton, N.R. (1981): *Experimental Studies of Scale Effects on the Shear behavior of Rock Joints*, International Journal Rock Mechanics, Mining, Science and Geomechanics, Vol. 18., Pergamon Press Ltd., pp. 1 – 21.
- Barroso, A. (1966): Contribution to Theme B. Proc. 1st. Intl. Congr. Of ISRM, Lisbon, Vol. 3. pp. 588-591.
- Barton, N. and Stephansson (1990): *Rock Joint Review of Predictive Capabilities of JRC-JCS Model in Engineering Practice*, Proc. Intrnl. Symp. On Rock Joint, Leon, Norway.
- Barton, N.R. (1973): *Review of a New Shear Strength Criterion for Rock Joint*, Engineering Geology, Elsevier, Vol. 7. pp. 287 – 332.
- Barton, N.R. (1976): *The shear strength of rock and rock joints*, Intl. J. Rock Mech. Min. & Sci. Vol. 13: 255-279.

- Bernaix, J. (1974), General Report on Theme 1. 3rd ISRM Congr., Vol. 1 Denver.
- Bieniawski, Z.T. (1967): Mechanism of Brittle Fracture of Rock, *Int. J. Rock Mech Min Sci.*, 4. Pp. 395 – 435.
- Bieniawski, Z.T. (1968): *The Effect of Specimen Size on The Strength of Coal*, *International Journal on Rock Mechanics and Mining Sciences & Mechanics Abstracts*, V. 5 n. 4, 325-335.
- Bieniawski, Z.T. (1973): *Engineering Classification of Jointed Rock Masses*, *Trans. S. Afr. Inst. Civ. Eng.* 15. pp. 335 – 344.
- Bieniawski, Z.T. (1989): *Engineering Rock Mass Classifications*, John-Wiley, New York.
- Bieniawski, Z.T. and Orr, C.M. (1976): *Rapid Site Appraisal for Dam Foundation by Geomechanics Classification*, 12th ICOLD, Mexico, Q46. R32.
- Bishop, A.W. and Morgenstern (1960): *Stability Coefficients for Earth Slopes*, *Geotechnique*, 10. pp. 129-150.
- Bishop, A.W., Webb, D.L. and Lewin, P.I. (1965): *Undisturbed Samples of London Clay from Ashford Common Shaft: Strength effective Stress Relationships*, *Geotechnique*, Vol. 15, pp. 1-31.
- Brace, W.F., Paulding, B.W. and Scholz, C. (1966): *Dilatancy in the Fracture of Crystalline rocks*, *J. Geophys. Res.*, 71, pp. 3939 – 3954.
- Brady, B.H.G. and Brown, E.T. (1985): *Rock Mechanics for Underground Mining*, George Allen and Unwin, London.
- Catur, G., Kramadibrata, S. dan Rai, M.A. (2002): *Analisis Perilaku Rayapan Batulempung dengan Uji Rayapan Geser Langsung di Laboratorium*, Pertemuan Tahunan

- Perhimpunan Ahli Tambang Indonesia (Perhapi), Yogyakarta.
- Charrusa-Graca, J. (1985): *Heterogenity and Scale Effects* (in Portuguese), Research program Lisbon, LNEC.
- Chen, Z. (1995): *Recent Development in Slope Stability Analysis*, ISRM International Congress on Rock Mechanics, Tokyo, ISRM. Vol. 3, pp. 1041 – 1048.
- Chiu, H.K. and Johnstone, I.W. (1980): *The Effects of Drainage Conditions nad Confining pressures and The Strength of Melbourne Mudstone*, Proc. 3rd ANZ Conf. on Geomech., Wellington, Vol. 1. pp. 185-189.
- Cunha, P.A. (1990): *Scale effects in Rock Masses*, Proc. The 1st Intl. Workshop on scale effects in Rock masses, Edited by Cunha, P.A. Luen, Norway 3-30.
- Daroji, M. (2000): *Efek Skala Pada Kuat Geser Batuan Utuh dan Pengaruhnya Pada Selubung Kekuatan Mohr – Coulomb*, Tugas Akhir, ITB, Bandung.
- Deere, D.U. and Miller, R.P. (1966): *Engineering Classification and Index Properties for Intact Rocks*, Technical Report, Air Force Weapons Laboratory, New Mexico, AFNL-TR. 65-116.
- Donath, F.A. (1972): *Effects of cohesion and granularity on deformational behaviour of anisotropic rock*. Studies in Mineralogy and Precambrian Geology (eds B. R. Doe and D. K. Smith), Geol. Soc. Am. Memoir 135: 95–128.
- Duran, A, and Douglas, K. (1999): *Do slopes designed with empirical rock mass strength criteria stand up?*” Proceeding ISRM 9th International Congress on Rock Mechanics, Paris, 1, pp. 87-90, Balkema, Rotterdam.

- Dwinagara, B. (2006): *Penentuan Kekuatan Jangka Panjang Massa Batuan Dengan Metode Tidak Langsung dari Hasil Pengukuran dan Pengujian Insitu*, Disertasi, ITB, Bandung.
- Edmond, J.M. and Paterson, M.S. (1972): *Volume Changes during The Deformation of Rocks at High Pressures*, Int. Journ. Rock Mech. Min. & Sci., Vol. 9, pp. 161-182.
- Fecker, E. and Rengers, N. (1971): *Measurement of Large Scale Roughness of Rock Planes by Means of Profilograph and Geological Compass*, Proc. Int. Symp. On Rock Failure, Nancy (ISRM) Paper 1-18.
- Gökçeoğlu, C. and Aksoy, H. (2000): *New Approaches to The Characterization of Clay-Bearing, densely Jointed and Weak Rock Masses*. Engineering Geology 58, 1-23.
- Golder Associater (2010): *PT. Adaro Indonesia – Tutupan Mine – Section 10A (7000N) – Design Advice – Adaro Proposed Mine Plan 2010*, RN. 098712007.
- Golder Associates (2004): *Preliminary Results of First in Pit Well Trial and Review of Robotic Theodolith Trial*.
- Golder Associates (2004): *Tutupan Coal Mine Geotechnical Status Report*.
- Golder Associates (2009): *Trial Pressuremeter to Obtain Material Strength Parameters Tutupan and Wara Coal Mines South Kalimantan*, RN. 098712007
- Goodman, R.E. (1970): *The Deformation of Joint, in Determination of The Insitu Modulus of Deformation of Rock*, ASTM STP 477 pp. 174 – 179.
- Goshtasbi, K., Ahmadi, M., and Seyedi, J., (2006): *Anisotropic strength behaviour of slates in the Sirjan-Sanandaj zone* The South African Institute of Mining and Metallurgy.

- Goudie, A.S. (2006): *The Schmidt Hammer in Geomorphological Research*, Progress in Physical Geography 30. 6. pp. 703-718.
- Goudie, A.S., Migon, P., Allison, R.J. and Rosser, N. (2002): *Sandstone Geomorphology of The Al-Quwayra Area of South Jordan*, Zeitschrift für Geomorphologie 46, 365-90.
- Grasselli, G. (2001): *Shear Strength of Rock Joints Based on Quantified Surface Description*, Geophysical Technology Department, Sandia National Laboratories, New Mexico, USA.
- Griffith, A.A. (1921): *The Phenomena of Rupture and Flow in Solids*, Philosophical Transaction of Royal Society, A 221. pp. 163 – 198.
- Griffith, A.A. (1925): *The Theory of Rupture*, Proceeding of 1st Institutional Congress of Applied Mechanics, Delft. Biezeno and Burgers ed. Waltman, pp. 55 – 63.
- Haines, A. and Terbrugger, P.J. (1991): *Preliminary Estimation of Rock Slope Stability Using Rock Mass Classification System*, Proc. 7th Int. Society Rock Mechanics (Herausgeber ed.) Aachen. Vol 2 pp. 887 – 892.
- Haramy, K.Y. and de Marco, M.J. (1985): *Use of Schmidt Hammer for Rock and Coal Testing*, In. Proc. 26th U.S. Symp. Rock Mech. Rapid City, SD (edited by. E. Ashworth) Rotterdam, pp. 549 – 555.
- Hayakawa, Y. and Matsukura, Y. (2003): *Recession Rates of Waterfalls in Boso Peninsula, Japan, and A Predictive Equation*, Earth Surface Processes and Landforms 28, 675-84.
- Herget, G. (1988): *Stresses in Rock*, A.A. Balkema Publ: 179p.

- Herryal, Z.A., Shimada, H., Ichinose, M., Matsui, K., Zulfahmi, M.F., (1999): *Study on The Application of Rock Bolting Technology in Ombilin and Ikeshima Coal Mine*, Ed. Matsui K., and Shimada, H. Japan-Korea Joint Symposium on Rock Engineering, Fukuoka, Japan.
- Herryal, Z.A. (2000): *Study on the progression and control of rock strength deterioration due to water*, Ph.D. Dissertation, Department of Earth Resources Engineering, Kyushu University.
- Hoek, E. (1994): *Strength of Rock and Rock Masses*, ISRM News Journal, 2 No. 2, 4-16.
- Hoek, E. (2000): *Rock Engineering*, Course Notes by Evert Hoek (Downloaded from www.rocscience.com)
- Hoek, E. and Bray, J.W. (1981): *Rock Slope Engineering*, Institution of Mining and Metallurgy, London.
- Hoek, E. and Brown, E.T. (1980): *Underground Excavation in Rock*, The Institute of Mining and Metallurgy, London.
- Hoek, E. and Brown, E.T. (1988): *The Hoek-Brown Failure Criterion – a 1988 Uapdate*, Proceedings of the 15th Canadian Rock Mechanics Symposium, Toronto.
- Hoek, E. and Brown, E.T. (1997): *Practical Estimates of Rock Mass Strength*, International Journal Rock Mechanic & Mining Science and Geomechanic Abstract. 34(8) p. 1165 – 1187.
- Hoek, E. and Brown, E.T. (2002): *A Berief history of The Development of The Hoek-Brown failure Criterion*, Accessed through the Program RocLab.
- Hoek, E., Carranza, T.C. and Corkum, B. (2002): *Hoek-Brown Failure Criterion – 2002 ed.*, Accessed through the Program RocLab.

- Hoek, E., Kaiser, P.K. and Bawden, W.F. (1995): *Support of Underground Excavation in Hard Rock*, A.A. Balkema, Rotterdam.
- Hoek, E., Wood, D. and Shah, S. (1992): *A Modified Hoek-Brown Criterion For Jointed Rock Masses*, Proc. rock characterization, symp. Int. Soc. Rock Mech.: Eurock '92, (J. Hudson ed.). 209-213.
- Horino, F.G. and Ellicksone, M.L.A., (1970): *Method of estimating the strength of rock containing planes of weakness*, no.7449. US Bureau mines, report investigation.
- Horkel, A. (1990): *On The Plate-Tectonic Setting of The Coal Deposits of Indonesia and The Philippines*, Mitt. osterr. Geol. Ges., pp. 119 – 133. Vienna.
- Hudgson, K. and Cook, N.G. (1970): *The Effects of Size and Stress Gradient on The Strength of Rock*, Proc. 2nd ISRM Congr. Belgrade.
- Hustrulid, W.A. (1976): *Review of Coal Strength Formula*, Rock Mech., Vol 8.
- Il’Nitskaya, E.I. (1969): *Effect of Rock-Specimen Size on Mechanical Properties in Shear Tests*, in Mechanical Properties of Rocks, pp. 56-63.
- Indraratna, B. (1990): *Development and Applications of A Synthetic Material to Simulate Soft Sedimentary Rocks*, Geotechnique, Vo. 40. No.2. pp. 189-200
- ISRM (1981): *Rock Characterization Testing and Monitoring ISRM Suggested Method*. E.T. Brown (Ed). Pergamon Press. 5 – 30.
- ISRM Suggested Methods (1976): *Quantative Description of Discontinuities*, Int.J. Rock Mech. Sc. & Geomech. Abstrc. 15. 319 – 368.

- Janbu, N. (1954): *Stability Analysis of Slopes with Dimensionless Parameter*, D.Sc. thesis, Harvard University, Cambridge, MA.
- Johnstone, I. W. (1991): *Discussion on The Development and Applications of A Synthetic Material to Simulate Soft Sedimentary Rock*, Geotechnique, Vol. 41. No. 1, pp. 165 – 167.
- Johnstone, I.W. (1991): *Geomechanics and The Emergence of Soft Rock Technology*, Australian Geomechanics.
- Johnstone, I.W. and Choi, S.K. (1986): *A Synthetic Soft Rock for Laboratory Model Studies*, Geotechnique, Vo. 36. No.2. pp. 251-263.
- Johnstone, I.W., Williams, A.F. and Chiu, H.K. (1980): *Properties of Soft Rock Relevant to Socketed Pile Design*, International Conference on Structural Foundations on Rock, Sydney, pp. 55-64.
- Kaczynski, R.R. (1986): *Scale Effect during Compressive Strength Tests of Rocks*, Proc. 5th Int. Congress of IAEG, Buenos Aires: 371-373.
- Kimishima, H. (1970): *A Study of Failure Characteristics of Foundation Rock Through A Series of Test Insitu*, Rock Mech, in Japan, Vol 1. 91-93.
- Kramadibrata, S. (1996): *The Influence of Rock Mass and Intact Rock Properties on The Design of Surface Mines with Particular Reference to The Excavatability of Rock*, Ph. D. Thesis, Curtin University of Technology.
- Kramadibrata, S. and Jones, I.O. (1993) : *Size Effect on Strength and Deformability of Brittle Intact Rock, Scale Effects in Rock Masses*, Proc. of the Second International Workshop on Scale Effects in Rock Masses, Lisbon, Portugal, (ed. A. Pinto Da Cunha), A.A. Balkema, Rotterdam.

- Kramadibrata, S. and Wattimena, R.K. (1996): *Determination of Scale Effect on Unconfined Compressive Strength and Indirect Uniaxial Tensile Strength (Brazilian Tensile Strength) as An Input Data for Designing Stability of An Underground Opening*, OPF ITB, No.18012197.
- Kramadibrata, S. Hindarto, H. and Sularmo, W. (2002): *The Role of Time Dependent Analysis to Improve Environmental Management System in Mine Closure Plan in Open Pit Mine*, UNEP/SETAC/APEC–GEMEED/ICMM/NRCan, April 15 to 17, 2002, Montreal, Canada.
- Kramadibrata, S., Matsui, K., Rai, M.A., and Shimada, H. (2001) : *Properties of Soft Rocks with Particular Reference to Indonesian Mining Conditions*, 2nd Asian Rock Mechanics Symposium – ISRM Symposium, Beijing.
- Kramadibrata, S., Rai, M.A., Simangunsong, G.M., Arief, I. and Setiawan, I. (2000) : *The Influence of Water Content on Strength Characteristic of Sandstone Subject to Triaxial Test*, Proceedings 19th International Conference on Ground Control in Mining (ed. Peng, S.S. and Mark, C.), pp. 372 – 377, Lakeview Resort and Conference Center, Morgantown, WV, USA.
- Kramadibrata, S., Saptono, S., Sulistianto, B. and Wattimena, R.K. (2011a): *Penentuan Kriteria dan Prosedur Analisis Stabilitas Lereng Batuan Lunak di Tambang Terbuka Batubara*, DIPA – Dikti, Pameran Poster, ITB, Bandung.
- Kramadibrata, S., Saptono, S., Sulistianto, B. and Wattimena, R.K. (2011b): *Pengujian Geser Langsung Skala Besar di Lapangan*, Riset – KK ITB, Pameran Poster, ITB, Bandung.

- Kramadibrata, S., Saptono, S., Wattimena, R.K., and Simangunsong, G.M. (2011c): *Developing A Slope Stability Curve of Open Pit Coal Mine by Using Dimensional Analysis Method*, ISRM, Beijing.
- Kramadibrata, S., Saptono, S., Wicaksana, Y. and Prasetyo H. S. (2009): *Soft Rock Behavior with Particular Reference to Coal Bearing Strata*, The 2nd International Symposium of Novel Carbon Resources Science, Earth Resource Science and Technology, Joint Symposium Kyushu University – Institut Teknologi Bandung.
- Kramadibrata, S., Wattimena, R.K., Sulistianto, B., Simangunsong, G.M. and Tobing, A. (2007): *Study on Shear Strength Characteristic of Coal Bearing Strata*, International Congress. Society of Rock Mech. Lisbon, Portugal.
- Ladanyi, B. and Archambault, G. (1970): *Simulation of Shear Behavior of a Jointed Rock Mass*, Proc. 11th Symposium on Rock Mechanic, Published By AIME, New York. pp. 105 – 125.
- Ladanyi, B. and Archambault, G. (1980): *Direct and Indirect Determination of Shear Strength of Rock Mass*, In Preprint No. 80-25, A.I.M.E. Annual Meeting (Las Vegas, Nevada, February, 1980).
- Lama, R.D. and L.P. Gonano. (1976): *Size Effects Considerations in The Assessment of Mechanical Properties of Rock Masses*, In: proceedings of the Second Symposium on Rock Mechanics, Dhanbad.
- Lama, R.D. and Vutukuri, V.S. (1978): *Handbook on Mechanical Properties of Rock*, Vol. III – IV, Trans Tech Publication, Clausthal, Germany.

- Lambe, T.W. and Whitman, R.V. (1979): *Soil Mechanics*, SI Version, Wiley, New York.
- Laubscher, D.H. (1977): *Geomechanics Classification of Jointed Rock Masses – Mining Application*, Trans. of The Institution of Mining and Metallurgy, Section A, Mining Industri, 86(Jan). pp. A1 – A8.
- Li, A.J., Merifield, R.S. and Lyamin, A.V. (2008): *Stability Charts for Rock Slopes Based on The Hoek-Brown Failure Criterion*, International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences 45 (2008) 689 – 700.
- Lin, Y. (1998): *An Introduction of The Chinese Standard for Engineering Classification of Rock Mass*, In Advances in Rock Mechanics (Lin ed.), World Scientific Publishing Co., Singapore, pp. 317-327.
- Londe, P. (1973): *The Role of Rock Mechanics in The Reconnaissance of Rock Foundations*, Qly J. Engng Geol., Vol 6/1.
- Lundborg, N. (1967): *The Strength-Size Relation of Granite*, Int. J. Rock Mechanics, Vol. 4. 269-272.
- Maekawa, H. and Miyatika, K. (1983): *Mechanical Properties of Diatomaceous Soft Rock*. Pro. Jap. Soc. of Civ. engrs, No. 334, pp. 135-143.
- Marsland, A. (1971): *The Shear Strength of Still Fissured Clays*, Proc. Roscow Memorial Symp. Stress-Strain Behavior of Soils, Cambridge, pp. 59-68.
- McLamore, R. and Gray, K. E. (1967): *The mechanical behavior of anisotropic sedimentary rocks*. J. Eng. Ind., Trans. of the A.S.M.E. , 89, 62-67.

- Michalowski, R.L. (2002): *Stability Charts for Uniform Slopes*, Journal of Geotechnical and Geoenvironmental Engineering, Vol. 128. No.4.
- Mogi, K. (1962): *The Influence of The Dimensions of Specimens on The Fracture Strength Of Rocks*, Bull earthquake. Res. Inst., 40: 175-185.
- Moon, B.P. and Sleby, M.J. (1983): *Rock Mass Strength and Scrap Forms in Southern Africa*, Geografisika Annaler. Ser. A, 65:135 – 145.
- Muratha, J. and Cunha, P.A. (1990): *About LNEC Experience on Scale Effects in The Mechanical Behaviour of Joints*, Proc. The 1st Intl. Workshop on scale effects in Rock masses, Edited by Cunha, P.A. Luen, Norway 131-148.
- Nakamura, S.T. (1949): *On Visco-Elastic Medium*. Sci. Rep. Tokyo Univ., 5th Series Geophysics, Vol. 1. No. 2, pp. 91-95.
- Newland, P.L. and Alley, B.H. (1957): *Volume Changes in Drained Triaxial Tests on Granular Material.* , Geotechnique, Vol. 7, pp. 17 – 34.
- Novello, E.A. (1988): *Geomechanics and The Critical State*, Ph.D. Thesis, Monash University, Melbourne.
- Nylund, L. (2011): *Non-Linear Least Square Regression – Curve Fit*, Institute of Mathematics and statistics, <http://www.math-solutions.org>
- O’Roerke, J.E. (1989): *Rock Index Properties for Geo-Engineering, Underground Development*, Mining Engineering 106-10.
- Orr, C.M. (1992): *Assessment of Rock Slope Stability Using The Rock Mass Rating (RMR) System*, The AusIMM. Proceeding, 297(2), pp. 25 – 29.

- Orr, C.M., Swindells, C.F. and Windsor, C.R. (1991): *Open Pit Toppling Failures: Experience Versus Analysis*, In Computer Methods and Advanced in Geomechanics, Proceeding 7th Int. Conf. pp. 505 – 510.
- Pankhrust, R.C. (1964): *Dimensional Analysis and Scale Factor*, Chapman & Hall Ltd. London.
- Patton, F.D. (1966): *Multiple Modes of Shear failure in Rock*, In. Proc. 1st International Congress on Rock Mechanics (Lisbon), Vol. 1, pp. 509 – 513.
- Pratt, H.R., Black, A.D. and Brace, W.F. (1972): *Friction and Deformation of Jointed Quartz Diorite*, Proc. 3rd Cong. of Int. Soc. Rock Mech., Denver Colorado, Vol. II. A: 306-310.
- Pratt, H.R., Black, A.D. and Brace, W.F. (1974): *The Effect of Specimen Size on The Mechanical Properties of Unjointed Diorite*, Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geom. Abst., Vol. 9. No. 4: 513-529.
- Priest, S.D. and Hudson, J.A. (1976): *Discontinuity Spacing in Rock*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 13, 135 – 148.
- Priest, S.D. and Hudson, J.A. (1981): *Estimation of Discontinuity Spacing and Trace Length Using Scanline Surveys*, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts, 18, 183 – 197.
- Purwanto (2009): *Studi Efek Skala pada Uji Geser*, Tesis Magister, Program studi Teknik Pertambangan, ITB.
- Rai, M.A. dan Kramadibrata, S. (1999): *Mekanika Batuan*, Jurusan Teknik Pertambangan, Penerbit ITB.

- Rai, M.A., Adisoma, G.S., Watimena, R.K. dan Saptono, S. (2001): *Penggunaan Perilaku Massa Batuan Elasto-Visko-Plastik Untuk Analisis Kestabilan Lubang Bukaan Bawah Tanah*, Jurnal Teknologi Mineral, Vol. VIII No. 4/2001, FIKTM, ITB, Bandung.
- Rai, M.A., Kramadibrata, S. dan Wattimena, R.K. (2011): *Mekanika Batuan*, Penerbit ITB.
- Rismayanti (2010): *Studi Pengaruh Ukuran Contoh Batuan pada Uji Rayapan Geser di Laboratorium*, Tesis Magister, Program studi Teknik Pertambangan, ITB.
- Robertson, A.M. (1988): *Estimating Weak Rock Strength*, SME Annual Meeting, Phoenix, Arizona, Society of Mining Engineers, Preprint No. 88-145. pp. 1-5.
- Rocha, M. (1964): *Mechanical Behaviour of Rock Foundations in Concrete Dam*, Trana 8th Cong. Large Dam Edinburgh. Paper-44, Q.28. 785-832.
- Romana, M. (1985): *New Adjustment Ratings for Application of Bieniawski Classification to Slopes*, International Symposium on Role of Rock Mechanics, Zacatecas, Mexico, pp. 49 – 53.
- Romana, M. (1988): *Practice of SMR Classification for Slope Appraisal*, Proceeding 5th International Symposium on Landslides, Lausanne, pp. 1227 – 1231.
- Romana. M. (1993): *A Geomechanical Classification for Slopes: Slope Mass Rating*, John A. Hudson (editor), *Rock Testing and Site Characterization*, Vol 3, Pergamon Press, Oxford, New York.
- Roxborough, F.F. and Eskikaya, S. (1974): *Dimensional Considerations in The Design Criteria of A Scale Model for Coal-Face Production System Research*, Int. J. Rock Mech. Min Sci & Geomech. Abstr., Vol 11, pp. 129-137.

- Salcedo, D. (1983): *Macizos Rocosos: Caracterización, Resistencia al Corte y Mecanismo de Rotura*. Proc. 25. Aniversario Conferencia Soc. Venezolana de Mecánica de Suelos e Ingeniería de Fundaciones, Caracas. 143-172.
- Saptono, S. (2011): *Penentuan kekuatan geser jangka panjang batupasir dengan pendekatan perilaku rayapan geser visko-elastik*. Seminar Kebumihan Nasional, FTM – UPN "Veteran" Yogyakarta. Yogyakarta.
- Saptono, S., Kramadibrata, S. and Sulistianto, B. (2010): *The Use of Rock Mass Characteristic for Assessing Slope Stability*, The 5th AUTOLE International Postgraduate Students Conference on Engineering, ITB, Bandung, Indonesia.
- Saptono, S., Kramadibrata, S., Sulistianto, B. dan Wattimena, K.R., (2008b): *Peranan Klasifikasi Massa Batuan Pada Perancangan Lereng Tambang Terbuka Penambangan Batubara, PT. Adaro Indonesia*, Proceeding TPT XVII – Perhapi. Juli 2008, Palembang.
- Saptono, S., Kramadibrata, S., Sulistianto, B. dan Wattimena, R.K. (2008c): *Perkiraan Potensi Kelongsoran Lereng Lowwall Penambangan Batubara Berdasarkan Hasil Pemantauan Inclinometer, PT. Adaro Indonesia*, Kursus dan Seminar Geoteknik, Nopember 2008, Diesemas ke 50 ITB.
- Saptono, S., Kramadibrata, S., Sulistianto, B. dan Wattimena, R.K. (2009): *Pengaruh Ukuran Contoh Terhadap Kekuatan Batuan*, Journal Teknologi Mineral, ITB.
- Saptono, S., Kramadibrata, S., Sulistianto, B., Wattimena, K.R., Nugroho, P., Iskandar, E. and Bahri, S., (2008a): *Low Wall Slope Monitoring By Robotic Theodolite System Likely to Contribute to Increased Production of Coal in*

- PT. Adaro Indonesia*, Proceeding 1st Southern Hemisphere International Rock Mechanics Symposium, Vol. 1, Potvin et al. eds. Perth. Australia.
- Sayed, A.S. and Brechtel, C.E. (1976): *Experimental investigation of the effects of size on the UCS of Cedar City quartz diorite*, Proc. 17th US Symp. On rock mechanics, Snowbirds, Utha. 5D6-1-5D6-6.
- Selby, M.J. (1980): *A Rock Mass Strength Classification for Geomeophics Purposes: With Tests From Antartica and New Zealand*, Zeitschrift for Geomorphlogie, N.F., 24(1), pp. 31 – 51.
- Selby, M.J. (1981): *Controls on the Stability and Inclinations of Hillslopes Formed on Hard Rock*, Earth Surface Processes and Landforms, 7:449 – 467.
- Singh, M.M. (1981): *Strength of rock. Physical properties of rock and materials*, New York.
- Singh, R.N., Hassani, F.P. and Elkington, P.A.S. (1983): *The Application of Strength and Deformation Index Testing to The Stabality Assessment of Coal Measures Excavation*,. Proceedings 24th US Symposium on Rock Mechanics, Texas A&M University, 599-609.
- Sjoberg, J. (1996): *Large Scale Slope Stability in Open Pit Mining – A Review*, Technical report, Devison of Rock Mechanics, Lulea University of Technology.
- Skempton, A.W. (1961): *Effective Stress in Soils, Concrete and Rocks*, Proc. Conf. on Pore Pressure and Suction in Soils, London, pp. 4-16, Butterworths.
- Smolczyk, U. and Gartung, E. (1979): *Geotechnical Properties of A Soft Keuper Sandstone*, Proc. 4th Int. Cong. on Rock Mech. Montreux, Switzerland, Vol. 1, pp. 639-644.

- Stacey, T.R. (1968): *Stability of Rock Slopes in Open Pit Mines*, National Mechanical Engineering Research Institute, Council for Scientific and Industrial Research, CRIR Report MEG 737, Pretoria, South Africa.
- Stephenson, W.J. and Kirk, R.M. (2000): *Development of Shore Platforms on Kaikora Peninsula, South Island, New Zealand II: The Role of Subaerial Weathering*, *Geomorphology* 32, 43-56
- Sulistianto, B, Kramadibrata, S., Saptono, S., Rismayanti and Utomo, D.S. (2010): *Laboratory Study for Determining Long-term Shear Strength of Rock*, International Symposium on Earth Science and Technology, Fukuoka, Japan.
- Sulistianto, B., Kramadibrata, S., Saptono, S., Wattimena, R.K. and Nugroho, P. (2009): *Deformation Monitoring at Low-wall slope of coal open pit in PT. Adaro Indonesia*, Earth resource science and technology, 2nd International Symposium of Novel Carbon Resources Science, March, ITB.
- Sumardi D., Pesiwarissa R., Malyan A., Subagio G. and Usman Z. (1988): *Report On S.E. Kalimantan Coal Project*, Australian International Development Assistance Bureau Sponsored Course on Western Australian Scholl of Mines Mineral Exploration Kagoorlie – Jakarta.
- Swindells, C.F. (1985): *The Detection of Blast Induced Fracturing to Rock Slopes*, In. Int. Symp. On The Role of Rock Mech., pp. 81 – 86.
- Taylor, D.W. (1937): *Stability or Earth Slopes*, Journal of the Boston Society of Civil Engineer, 24: 197 – 256.

- Terzaghi, K. (1946): *Rock Defects and Loads on Tunnel Support*, Rock Tunneling with Steel Support, Commercial Shearing Co., Youngstown, OH., pp. 15 – 99.
- Terzaghi, R.D. (1965): Sources of Error in Joint Surveys, *Geotechnique*, Vol. XV. Pp. 287 – 304.
- Unal, E. (1996): *Modified Rock Mass Classification: M-RMR System*, Milestone in Rock Engineering, Balkema. Pp. 203 – 223.
- Vutukuri, V.S. Lama, R.D. and Saluja, S.S. (1974): *Handbook on mechanical properties of rocks*, Vol., Trans Tech. Publ.
- Wattimena, R.K., Kramadibrata, S. and Damanik, B. (2006): *Study on Shear Creep Behavior and Long-Term Shear Strength at Laboratory*, Internal Report of Department of Mining Engineering Institute Technology of Bandung.
- Wattimena, R.K., Kramadibrata, S., Sulistianto, B. dan Saptono, S. (2009): *Pengujian Geser Langsung Skala Besar*, Riset – KK ITB, ITB, Bandung.
- Weibull, W.A. (1939): *Statistical Theory of The Strength of Materials*, Ingeniorsvetenskaps-akademiens, Handlingar, NR151, Generalstabens Litografiska Anstalts Forlag, Stockholm, 1-45.
- Welideniya, S.H. (2005): *Laboratory Evaluation and Modelling of Sear Strength of Infilled Joints Under Constan Normal Stiffness (CNS) Conditions*, Doctor of Philosophy Thesis, University of Wollongong.
- Whittaker, B.N. and Reddish, D.J. (1989): *Subsidence Occurrence Prediction and Control. Developments in Geotechnical Engineering*, 56. Elsevier, pp. 437-473.

- Yang, S.Q. and Cheng, L. (2011): *Non-Stationary and Nonlinier Visco-Elastic Shear Creep Model for Shale*, International Journal Rock Mechanics & Mining Sciences, Elsevier.
- Yoshinaka, R., Yoshida, J., Arai, H. and Arisaka, S. (1993): *Scale Effects on Shear Strength The Deformability of Rock Joint*, The 2nd Intl. Workshop on scale effects in Rock masses, Edited by Cunha, P.A. Lisbon, Portugal, 143-149.