APLIKASI METODE EMPIRIS MINING ROCK MASS RATING DAN MATHEWS STABILITY GRAPH DALAM ANALISIS KESTABILAN OPEN STOPE PADA TAMBANG EMAS BAWAH TANAH

Erick Alan Deratama[1], Romla Noor Hakim[2]*, Eko Santoso[2], Bayu Budi Santoso[3], Ashri Kurniawan[3]
[1] Mahasiswa Program Studi Teknik Pertambangan, Fakultas Teknik, Universitas Lambung Mangkurat
[2]Program Studi Teknik Pertambangan, Fakultas Teknik, Universitas Lambung Mangkurat
[3]PT. Natarang Mining
e-mail: *romla@unlam.ac.id

ABSTRAK

PT. Natarang Mining merupakan tambang emas bawah tanah yang menerapkan metode sublevel open stoping. Untuk memaksimalkan kapasitas produksi akan dibuat open stope pada Drift West Level 4 di kedalaman 165 m. Penelitian ini dlakukan untuk mengevaluasi kestabilan *sill drift* dan optimalisasi dimensi stope pada lokasi Drift West Level 4 dengan menggunakan metode Mathews Stability Graph dan Mining Rock Mass Rating (Laubscher and Jacovec, 2001). Metode ini dipilih karena penentuan parameter disesuaikan dengan kondisi tambang bawah tanah seperti efek peledakan, tegangan terinduksi, tingkat pelapukan, kondisi air dan orientasi kekar. Dalam karaketerisasi massa batuan, terdapat tiga jenis batuan pada lokasi penelitian yaitu *andesitic massive, prophylitic andesitic vulcanic breccia* dan *brecciated quartz vein.* Berdasarkan pendekatan empiris MRMR dan Mathews Stability Graph lokasi *drift west* dalam kondisi stabil dengan nilai hydraulic radius 1.16 m. Optimalisasi dimensi pada perencanaan *open stope* dapat dilakukan dengan memaksimalkan nilai *hydraulic radius* dengan perencanaan tinggi *stope* adalah 50 m. Berdasarkan pendekatan empiris MRMR panjang optimal stope dalam kondisi stabil adalah 39 m pada hanging wall dan 28 m pada vein. Sedangkan pada metode Mathews Stability Graph diperoleh nilai panjang optimal sebesar 15 m pada hangingwall dan 12.5 m pada vein.

Kata-kata kunci : MRMR, *Q System, Stability Graph, Hydraulic Radius*

PENDAHULUAN

Kestabilan lubang bukaan bawah tanah merupakan hal penting untuk diperhatikan dalam perencanaan penggalian, karena berhubungan dengan keseluruhan aktifitas penambangan serta keselamatan manusia di dalamnya. Salah satu metode yang digunakan untuk menganalisis masalah kestabilan lubang bukaan bawah tanah yaitu dengan menggunakan metode klasifikasi massa batuan. Penelitian ini dlakukan untuk mengevaluasi kestabilan stope dan optimalisasi dimensi stope pada lokasi Drift West Level 4 dengan menggunakan metode Mathews Stability Graph dan Mining Rock Mass Rating (Laubscher and Jacovec, 2001) pada tambang emas bawah tanah Talang Santo. Parameter MRMR telah disesuaikan dengan kondisi tambang bawah tanah seperti efek peledakan, tegangan terinduksi, tingkat pelapukan, kondisi air dan orientasi kekar.

METODOLOGI

Karakterisasi Massa Batuan

Karakterisasi massa batuan merupakan proses pengklasifikasian massa batuan dengan melakukan observasi yang berhubungan dengan geometri kekar dan kondisi kekar. Dalam karaketerisasi massa batuan, terdapat tiga jenis batuan pada lokasi penelitian yaitu Andesitic Massive, Prophylitic Andesitic Vulcanic Breccia dan Brecciated Quartz Vein.

Tabel-1. Rock properties lokasi penelitian

	Andesitic Massive	Prophylitic Andesitic Vulcanic Breccia	Brecciated Quartz Vein
ρ_d (gr/cm^3)	2.55	2.52	2.42
ρ_n (gr/cm^3)	2.57	2.55	2.44
σ_c (MPa)	95.86	33.70	58.01
E (MPa)	13.648	8,596	20.944
υ	0.17	0.17	0.17
C (Mpa)	-	9.4	2.13
ϕ (^{0})	-	37.24	54.17

Pengukuran Orientasi Kekar

Pemisahan rekahan yang alami dan tidak alami dilakukan berdasarkan pola maupun kemenerusan rekahan yang ada. Pemilahan data didasarkan oleh Dip dan Dip Direction bidang diskontinu. Bidang diskontinu yang sejenis dan memiliki orientasi yang sama dikelompokan menjadi satu set diskontinuitas. Pemilahan orientasi tersebut diperoleh melalui pemilahan data pada hasil scanline di yang hasilnya secara secara rinci tertera pada tabel-2.

Tabel-2. Joint Orientation

Lokasi	Kode	Kedudukan Umum	
		Dip (...^{0})	Dip Direction (N...^{0}E)
Fw	JS 1	56	16
	JS 2	60	41
Ore	JS 1	60	72
	JS 2	88	309
Hw	JS 1	62	11
	JS 2	64	42

Rock Quality Designation (RQD)

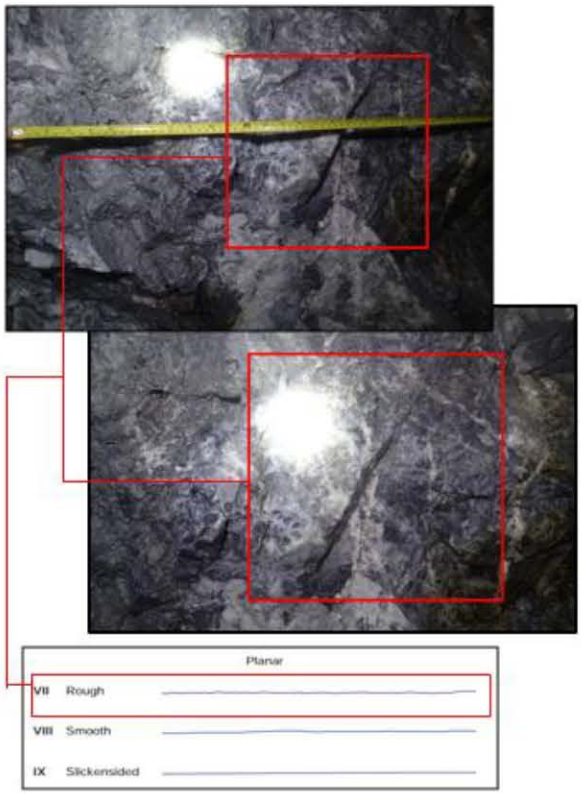
RQD ditentukan secara tidak langsung dengan menggunakan persamaaan Priest dan Hudson (1976).

Tabel-3. Rock Quality Designation

Lokasi	λ	RQD ($100e^{-0.1\,\lambda}(0.1\,\lambda+1)$)	Class
Fw	5.5	89%	good
Ore	12.5	64 %	fair
Hw	12.5	64%	fair

Joint Roughness

Kekasaran permukaan kekar diamati secara visual, yaitu dengan melihat kerataan atau gelombang pada bidang kekar dan kekasaran permukaan bidang itu sendiri. Dari hasil pengamatan diketahui bahwa tingkat kekasaran pada lokasi penelitian adalah planar rough.



Gambar-1. Joint Roughness

Joint Alteration

Pengamatan perubahan kondisi batuan pada kekar dan jenis material pengisi kekar dilakukan secara visual. Pada lokasi Hangingwall dan Footwall diketahui material pengisinya adalah kalsit dan kuarsa dan pecahan batuan tidak mengandung clay. Sedangkan kondisi alterasi pada ore yaitu tertutup oleh clay pasiran yang sedikit.

Gambar-2. Material Pengisi Kekar pada Hw dan Fw

Gambar-3. Lempung Pasiran pada Ore

HASIL DAN DISKUSI

Perhitungan Metode Empiris

Mining Rock Mass Rating

Perbedaan mendasar dari MRMR (Tabel-4) adalah tegangan insitu yang disesuaikan dengan keadaan tambang bawah tanah sehingga pembobotan akhir (MRMR) dapat digunakan untuk keperluan desain tambang. Penyesuaian pada MRMR meliputi pelapukan, tegangan terinduksi, orientasi kekar dan efek peledakan (Laubscher 1990).

Q System

Dalam klasifikasi massa batuan dengan Q parameter yang digunakan untuk memperoleh nilai Q yaitu, rock quality designation (RQD), jumlah pasangan kekar (joint set number/Jn), tingkat kekasaran permukaan kekar (joint roughness number/Jr), joint alteration number (Ja). Hasil penelitian berdasarkan parameter Q system (Tabel-5).

Faktor A

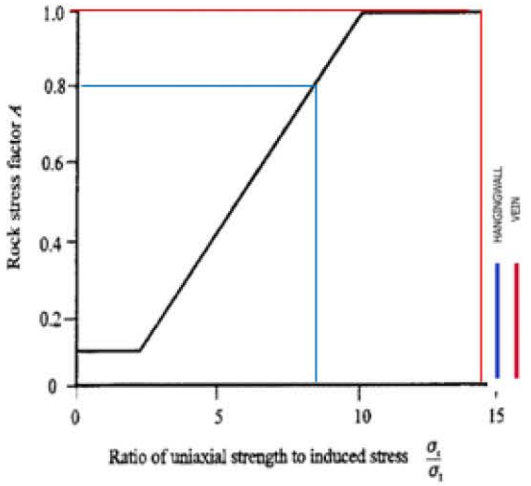
Faktor A menjelaskan tentang perbandingan antara rasio intact rock strength dengan induced compressive stress. Nilai dari faktor ratio of uniaxial strength to induced stress pada Vein dan hangingwall adalah 14.8 Mpa dan 8.2 Mpa. Sehingga jika nilai tersebut di plot pada Gambar 4 akan menunjukkan nilai 1 dan 0.8 pada faktor A.

Tabel-4. MRMR Parameter

Parameter			Fw	Ore	Hw
RBS	Average IRS (Mpa)		40	58.01	45
	w/ Fractures and Veins	Mohs Hardness	3	1	3
		ff/m	23	27	22
		Adjustment (%)	72	63	72
		RBS (MPA)	23	29	25
		RBS (Rating)	10	12	10
Joint Condition			26	26	26
JOINTING	Open Joint Spacing		-	-	-
	Cemented Joint		22	22	19
ADJUSTMENT	Weathering		0,82	0,82	0,82
	Joint Orientation		0,80	0,80	0,80
	Mining Induced Stress		0,60	0,90	0,60
	Blasting		0,80	0,80	0,80
	Water/ Ice Adjustment		0,70	0,70	0,70
Insitu Rock Mass Rating			58	60	55
Mining rock mass rating			41	46	39

Tabel-5. Q System

Parameter	Fw	Ore	Hw
RQD	89	64	64
Joint Set	6	6	6
Joint Roughness	1.5	1.5	1.5
Joint Alteration	2	3	2
Joint Water Reduction	0,33	0,33	0,33
SRF ($I_{c/}\ I_1$)	3	1	3
$Q = \frac{RQD}{Jn} \cdot \frac{Jr}{Ja} \cdot \frac{Jw}{SRF}$	1.2	1.7	0.9



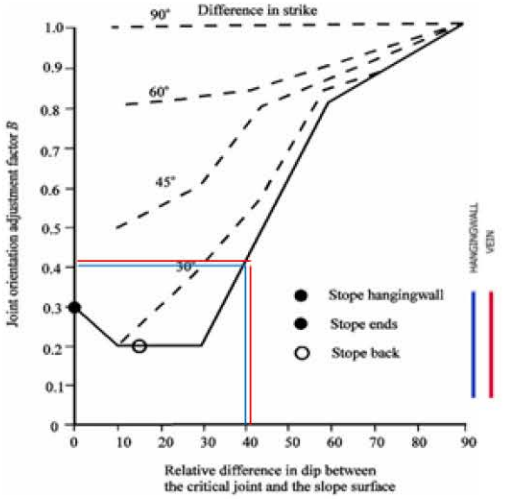
Gambar-4. Grafik untuk menentukan Faktor A.

Tabel-6. Faktor A

Lokasi	σ_1	σ_c	(σ_c/σ_1)	Factor A
Ore	3.9	58.01	14.8	1
Hw	4.1	33.7	8.2	0.8

Faktor B

Faktor B merupakan *joint orientation adjustment* yaitu ukuran dari perbedaan relatif dip antara permukaan stope dan dinding terowongan. dengan nilai *true angle* sebesar 41^0 pada *vein* dan 39^0 pada *hangingwall* sehingga didapat nilai faktor B sebesar 0.4



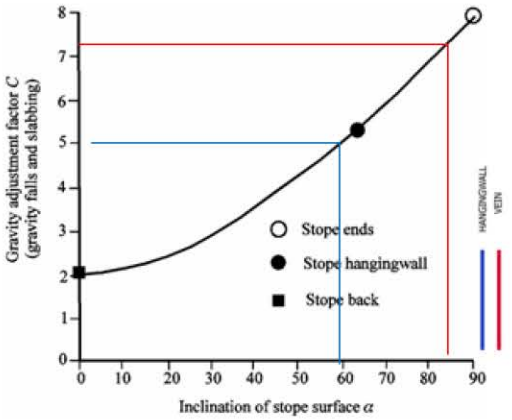
Gambar-5. Grafik untuk menentukan Faktor B

Faktor C

Faktor C adalah *gravity adjustment factor* yang menjelaskan pengaruh gravitasi pada stabilitas permukaan stope (Potvin, 1988). Nilai dari faktor B dapat diketahui dengan plotting nilai orientasi dip pada grafik 5.9 dan didapatkan nilai sebesar 7.5 dan 5.

Factor C = 8-7 cosine (Angle of Dip)

Berdasarkan Gambar 6. Diketahui nilai Faktor C pada *hangingwall* adalah sebesar 5 dan pada *ore* adalah 7.



Gambar-6. Grafik untuk menentukan Faktor C.

Evaluasi Kestabilan Lubang bukaan

Hydraulic Radius

Konsep radius hidrolik untuk memperhitungkan ukuran dan bentuk dari bidang stope yang dianalisa yang diperkenalkan oleh Laubscher dan Taylor (1976). Hidraulik radius adalah hasil bagi area dinding stope dan keliling dinding stope. Hubungan antara radius hidrolik

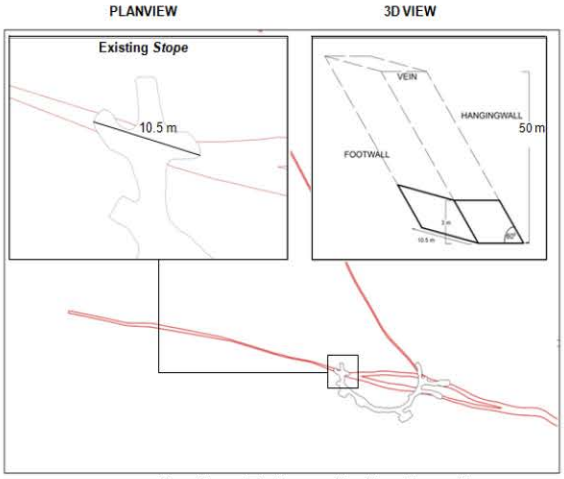
(yaitu, Area / keliling) dan panjang penggalian, tinggi biasanya ditentukan oleh interval sublevel.

$$HR = \frac{L \times H}{2 \times (L+H)} \quad (1)$$

$$HR\ back = \frac{L \times W}{2 \times (L+W)} \quad (2)$$

Tabel-6. Hydraulic Radius

Parameter	Ore	Hw
Dimensi Stope (m)	10.5 x 2.8	10.5 x 3
Hidraulik Radius	1.1	1.1
Dip of stope	60^0	60^0



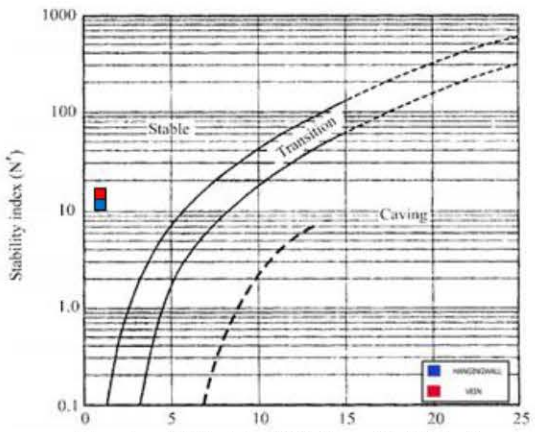
Gambar-7. Sketsa hydraulic radius

Mathews Stability Graph

Metode Mathews Stability Graph merupakan modifikasi dari Q system (1974). Metode ini bergantung pada yang berkaitan sejumlah stabilitas (N') ke hydraulic radius dinding stope dengan cara sejumlah kurva grafik, masing-masing menggambarkan berbagai tingkat stabilitas.

Tabel-7. Parameter N'

Location	Q'	Factor			N'	L	H	HR
		A	B	C				
Ore	5.3	1	1	7.5	40	10.5	2.8	1.10
Hw	8	0.7	0.8	4.5	20	10.5	3	1.16



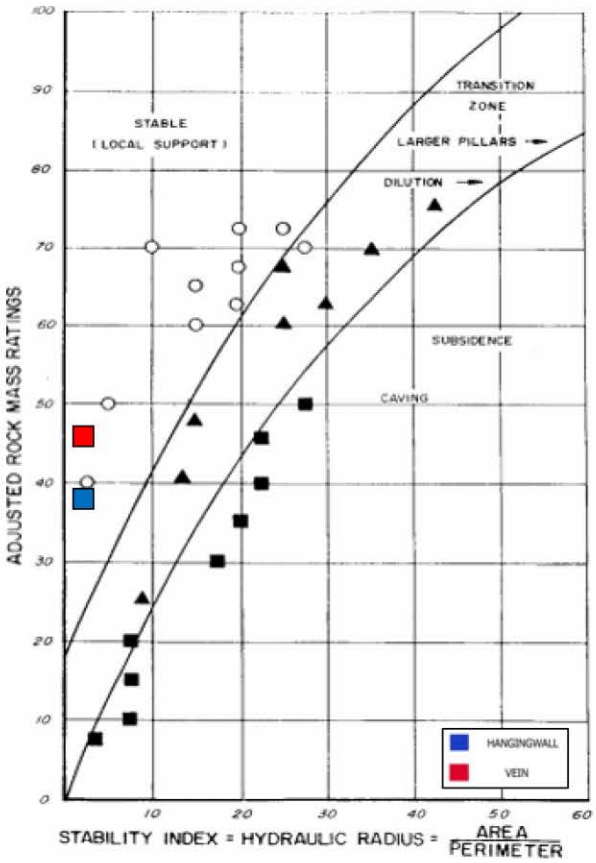
Gambar-8. Updated *Mathews Stability Graph*

Laubscher Stability Graph

Kestabilan dari suatu lubang bukan dapat diperkirakan dengan menggunakan nilai MRMR dan hidraulik radius yang diketahui dengan plot kedua nilai tersebut menggunakan stability graph. Grafik Laubscher ini dibagi menjadi tiga zona, yaitu:

a. caving zone
b. transition zone
c. Stable zone (local support).

Tabel zone mengacu pada zona yang tidak mengalami ambrukan dapat disangga menggunakan spot bolting ataupun systematic bolting dengan jarak 3 m. Transition zone merupakan zona dengan kemungkinan adanya ambrukan, namun sebagian besar dalam kondisi stabil.



Gambar-9. Stability/ instability diagram

KESIMPULAN

Berdasarkan pendekatan empiris MRMR dan Mathews Stability Graph lokasi drift west dalam kondisi stabil dengan nilai hydraulic radius 1.16 m. Optimalisasi dimensi pada perencanaan open stope dapat dilakukan dengan memaksimalkan nilai hydraulic radius dengan perencanaan tinggi stope adalah 50 m. Berdasarkan pendekatan empiris MRMR panjang optimal stope dalam kondisi stabil adalah 39 m pada hanging wall dan 28 m pada vein. Sedangkan pada metode Mathews Stability Graph diperoleh nilai panjang optimal sebesar 15 m pada hangingwall dan 12.5 m pada vein.

DAFTAR PUSTAKA

[1] Laubscher DH (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy 90(10), 279–293.

[2] Laubscher DH & Jakubec J (2001). The MRMR rock mass classification for jointed rock masses. Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies (eds WA Hustrulid & RL Bullock), pp. 474–481. Society of Mining Engineers, AIME, New York.

[3] Priest SD & Hudson JA (1976). Discontinuity spacings in rock. International Journal of Rock Mechanics and Mining Science and Geomechanics Abstracts 13(5), 135–148

[4] Villaescusa, E (2014). Geotechical design for sublevel open stoping. CRC Press, Perth.