

Analisis Kestabilan Lubang Buka *Stope* Menggunakan Metode Empirik Dan Pemodelan Numerik Pada Penambangan Emas Bawah Tanah Di Kencana Dengan Metode *Long Hole Stope*

Razak KARIM¹, Budi SULISTIANTO², Ganda M. SIMANGUNSON³ dan Arnol LOPULALAN⁴

¹Program Pascasarjana Rekayasa Pertambangan Institut Teknologi Bandung, dan
Dosen Teknik Pertambangan Universitas Muhammadiyah Maluku Utara

^{2,3}Institut Teknologi Bandung, Bandung 40191, Indonesia

⁴Program Sarjana Teknik Pertambangan Institut Teknologi Bandung, Bandung 40191, Indonesia

ABSTRAK

Kestabilan lubang bukaan merupakan suatu faktor yang sangat menentukan kelancaran kegiatan penambangan bawah tanah. Agar menjadi suatu metode penambangan yang aman, maka perlu dilakukan suatu penelitian tentang kestabilan lubang bukaan (*open stope*) pada saat dan setelah dilakukan penambangan dengan metode *long hole stope* (LHS). Kajian ini dilakukan berdasarkan metode empiris dan permodelan numerik. Untuk melihat kestabilan batuan di atap (*back*) dan di dinding (*hangingwall*) secara empiris menggunakan *Stability Graphis Method* dengan memperhitungkan nilai faktor tegangan batuan, arah umum kekar, runtuh gravitasi, RMR dan *Q-System*, sedangkan untuk permodelan numerik menggunakan Program 3DEC versi 4.00 dengan analisis rigid, dan yang menjadi perhatian utama adalah peranan dan pergerakan blok-blok batuan yang berpotensi runtuh karena kehadiran struktur-struktur geologi di dalam massa batuan, yang berpengaruh terhadap kestabilan lubang bukaan *stope* pada saat setelah dilakukan penggalan bijih.

Key words : *Stability, stope, back, hangingwall, footwall, end, support, numerical modeling, displacement.*

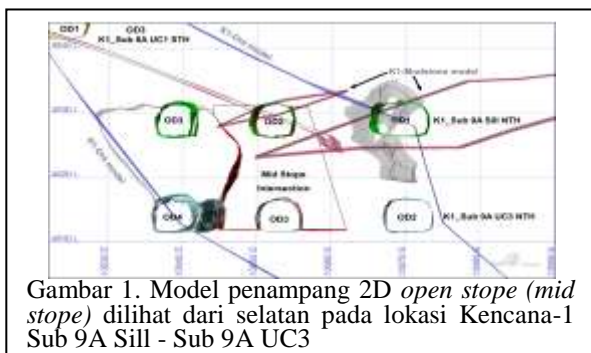
1. PENDAHULUAN

Penambangan emas bawah tanah Kencana dilakukan oleh PT. Nusa Halmahera Minerals yang merupakan perusahaan pertambangan emas yang beroperasi di daerah Gosowong-Pulau Halmahera Indonesia. Awalnya melakukan penambangan emas dengan metode *open pit mine* di daerah Gosowong dan Toguraci, kemudian perluasan area tambang dengan sistem tambang bawah tanah (*underground mining*) di daerah Kencana berada ±1 km sebelah selatan Gosowong dan daerah Toguraci yang berada ±3 km sebelah barat Gosowong. Dari hasil evaluasi kelayakan teknis, metode *underhand cut and fill* (UCF) dan *long hole stope* (LHS) dipilih karena pertimbangan antara lain : *cash flow* yang rendah, *recovery* yang tinggi, teknis penambangan lebih aman saat berhadapan dengan kondisi batuan yang buruk. Penelitian dilakukan pada lokasi Kencana-1 Sub 9A Sill - Sub 9A UC3 (*mid stope*) dengan metode penambangan *long hole stope*, ketebalan endapan bijih pada lokasi ini ± 50m dari *hangingwall* sampai *footwall* dan berada pada kedalaman 285m dibawah permukaan tanah. Lubang bukaan akses ke *ore body* berupa *cross cut* dibuat dari *hangingwall* sampai *footwall* yaitu batas *ore body* dengan *country rock*, dimana lubang-lubang

bor untuk peledakan produksi dibuat menembus dari Sub 9A Sill sampai Sub 9A UC3 dan *open stoping* dilakukan secara mundur. Gambar 1 merupakan model blok penampang 2D penambangan *long hole stope* yang dilakukan pada lokasi Kencana-1 Sub 9A (*mid stope/intersection*).

2. KESTABILAN STOPE - METODE EMPIRIK

Siklus penambangan dengan metode *long hole stope* ini berlangsung kontinu sampai endapan bijih pada Sub 9A Sill - Sub 9A UC3 semuanya diambil. Penyangga yang dipasang pada lubang akses maupun *ore drive* adalah *rockbolt* yang diperkuat dengan *wiremesh* dan *shocrete*, sistem penentuan penyanggaan ini sangat tergantung pada kondisi dan tipe massa batuan yang ada. Disain awal *stope* menggunakan metode grafik stabilitas, dimensi lubang *stope* yang layak bergantung kepada akses pengeboran, desain teknis penambangan, dan aspek ekonomi, yang semuanya harus dipertimbangkan. Di lokasi penelitian ini, lebar penuh dari endapan bijih 50m dan akan ditambang dalam 3 (tiga) tahapan blok *stope* yaitu dibagian *ore-footwall*, *mid stope ore* dan *hangingwall-ore*, tetapi dalam penelitian ini terfokus pada lokasi *mid stope ore*. dan setiap level pengeboran untuk *open stope* dirancang setiap interval 20m kedalaman. Prosedur desain grafik stabilitas digunakan untuk menganalisis dimensi ini, analisis ini menunjukkan stabilitas dari lubang *stope* yang diusulkan. Penentuan kestabilan lubang bukaan dengan Metoda Grafik Stabilitas sebagai suatu metode empirik (Mathew, 1981, Potvin,1988, Potvin dan Milne,1992, Nickson, 1992). Suatu metode untuk mengestimasi kestabilan lubang bukaan (*open stope*) dengan perhitungan dari dua faktor *N'* dan *S* yaitu ; *N'* angka stabilitas termodifikasi yang menggambarkan kemampuan massa batuan untuk berdiri sendiri dibawah kondisi



Gambar 1. Model penampang 2D *open stope* (*mid stope*) dilihat dari selatan pada lokasi Kencana-1 Sub 9A Sill - Sub 9A UC3

tegangan yang diberikan, dan S merupakan faktor bentuk atau hydraulic radius yang dihitung untuk menentukan ukuran bentuk dari *stope*.

Angka stabilitas, N' didefinisikan ;

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (1)$$

Dimana : Q' adalah Indeks Kualitas Terowongan termodifikasi, A adalah Faktor tegangan batuan, B adalah Faktor pengaturan orientasi, kekar dan C adalah Faktor pengaturan gravitasi.

Hydraulic Radius, S didefinisikan ;

$$S = \frac{(l \times w)m}{2(l+w)m} \quad (2)$$

Dimana; l = panjang *stope* (m) dan w = lebar *stope* (m)

2.1. Penentuan Nilai Q' Termodifikasi

Indeks Kualitas Terowongan termodifikasi Q' , dihitung dari hasil pemetaan struktur massa batuan dimana caranya tepat sama dengan klasifikasi Q -System, Dalam penelitian ini Q -System dapat dihitung dari nilai $GSI=9 \ln Q' + 44$, karena $RMR_{76}=GSI$ maka nilai $Q' = \text{Exp}(RMR_{76}-44)/9$. Dari hasil perhitungan diperoleh nilai RMR_{76} pada lokasi K1-Sub 9A Sill sampai Sub 9A UC3 ini berkisar 31–50 (*poor rock – fair rock*) dan equivalen Q' System berkisar 0.33–3.04 (*very poor – poor*). Namun pada analisis ini digunakan nilai RMR rata-rata atau sedikit lebih rendah sesuai dengan lokasi desain *open stope*. Lokasi K1-Sub 9A Sill dari akses masuk bagian utara *ore drive* 2 dengan nilai RMR Modifikasi = 32 (*poor rock*) dan $Q' = 0.25$ (*very poor*) dan bagian selatan *ore drive* 2 dengan nilai RMR Modifikasi = 35 (*poor rock*) dan $Q' = 0.38$ (*very poor*). Sedangkan lokasi *mid stope/intersection* K1-Sub 9A UC3 yaitu akses masuk bagian utara *ore drive* 3 dengan nilai RMR Modifikasi = 34 (*poor rock*) dan $Q' = 0.33$ (*very poor*) dan untuk bagian selatan *ore drive* 3 dengan nilai RMR Modifikasi = 33 (*poor rock*) dan $Q' = 0.30$ (*very poor*). Dari data nilai Q' System Modifikasi yang diperoleh dapat disesuaikan dengan lokasi *open stope* untuk aplikasi dalam menentukan kestabilan geometri *stope* seperti pada Tabel 1.

Tabel 1. Nilai Q' Modification Lokasi *Mid Stope Ore*

| Lokasi Open Stope | RMR Modifikasi | Equivalent Q' System | Definition RMR_{76} | Definition Q' |
|-------------------|----------------|------------------------|-----------------------|-----------------|
| Hangingwall | 34 | 0.33 | Poor | Very Poor |
| Footwall | 34 | 0.33 | Poor | Very Poor |
| Backs/Ends | 34 | 0.33 | Poor | Very Poor |

2.2. Penentuan Faktor Tegangan Batuan (A)

Faktor tegangan batuan A , ditentukan dari σ_c/σ_1 , rasio dari kekuatan batuan utuh terhadap tegangan tekan terinduksi pada batas lubang. Nilai kuat tekan (σ_c) batuan pada lokasi penelitian ini diperoleh dari hasil uji UCS di laboratorium seperti tercantum pada Tabel 2. Untuk mendapatkan nilai tegangan tekan maksimum terinduksi (σ_1) dilakukan dengan permodelan numerik. Dari nilai σ_c dan σ_1 ini dapat ditentukan nilai rasio

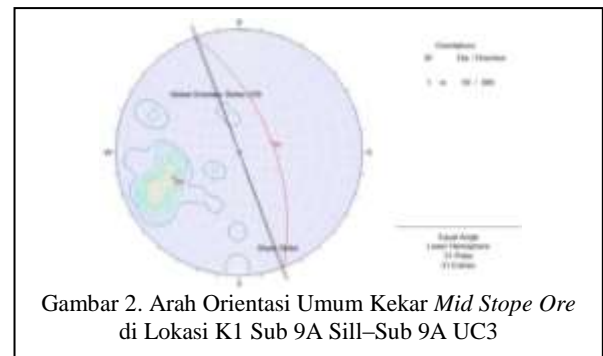
kuat tekan batuan dengan tegangan tekan terinduksi maksimum di lokasi, sekaligus penentuan faktor tegangan batuan (A) dengan cara perhitungan pada Tabel 3. Ketentuan rasio (σ_c/σ_1) yaitu : $\sigma_c/\sigma_1 < 2$; $A = 0.1$, $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$; $A = 0.1125$ (σ_c/σ_1) 4 0.125, $\sigma_c/\sigma_1 > 10$; $A = 1.0$.

Tabel 3. Rasio (σ_c/σ_1) dan Faktor Tegangan Batuan(A)

| Lokasi Mid Stope Ore | σ_1 (MPa) | σ_c (MPa) | Rasio (σ_c/σ_1) | Faktor A |
|----------------------|------------------|------------------|-------------------------------|----------|
| Back | 0.5 | 30.77 | 61.5 | 1.0 |
| Ends | 4.0 | 30.77 | 7.7 | 0.7 |
| Hangingwall | 4.0 | 30.77 | 7.7 (2) | 0.7 |
| Footwall | 4.0 | 30.77 | 7.7 | 0.7 |

2.3. Penentuan Faktor Orientasi Kekar (B)

Data pemetaan struktur geologi telah dilakukan baik berdasarkan interpretasi *core log* pada kedalaman lubang bor maupun pengukuran *major joint* pada permukaan lubang bukaan *ore drive* yang berada pada lokasi desain *open stope*. Pengukuran struktur pada *ore drive* di lokasi *open stope* ini terdapat 31 kekar. Gambar 2 adalah orientasi umum dari kekar yang terdapat pada lokasi *open stope* K1-Sub 9A (*Mid Stope Ore*), yang diolah dengan menggunakan program



DIPS untuk penyesuaian perbedaan orientasi kekar kritis dengan permukaan lubang *stope*. Faktor B, yang bergantung kepada perbedaan orientasi kekar kritis terhadap permukaan dari lubang *stope*, dapat ditentukan dengan grafik. Data kedudukan bidang terlapikan dan bidang kekar diperoleh dengan melakukan pengukuran arah dan kemiringan (*dip/dip direction*) menggunakan kompas geologi. Hasil analisis arah umum kekar dan perbedaannya dengan panjang jurus *open stope* pada K1-Sub 9A Sill dan Sub 9A UC3 terdapat pada Tabel 4. Desain *stope dip/strike* yaitu *hangingwall* $80^\circ/N160^\circ E$, *footwall* $80^\circ/N160^\circ E$, *ends* $90^\circ/N070^\circ E$ dan *back* $0^\circ/N160^\circ E$.

Tabel 4. Difference Stope Dip/Strike vs Joint Orientation

| Mid Stope Ore Location | Global Orientation | | Difference | | Factor B |
|------------------------|--------------------|-------------|------------|-------------|----------|
| | Dip(°) | Strike(°)NE | Dip(°) | Strike(°)NE | |
| Hangingwall | 59 | 339 | 21 | 179=1 | 0.22 |
| Footwall | 59 | 339 | 21 | 179=1 | 0.22 |
| Ends | 59 | 339 | 31 | 91=89 | 0.99 |
| Back | 59 | 339 | 59 | 179=1 | 0.80 |

Tabel 2. Hasil Uji Sifat Fisik dan Mekanik Batuan di Laboratorium

| Type Of Rock | γ (t/m ³) | σ_c (MPa) | E (GPa) | ν | C (MPa) | ϕ (°) | σ_r (MPa) | K (GPa) | G (GPa) |
|--------------------------|------------------------------|------------------|---------|-------|---------|------------|------------------|---------|---------|
| Andesite Fragmental (FW) | 2.55 | 49.48 | 24.820 | 0.21 | 7.80 | 54 | 4.98 | 14.26 | 10.26 |
| Andesite Quarza (Ore) | 2.49 | 30.77 | 25.080 | 0.21 | 6.29 | 45 | 5.23 | 14.41 | 10.36 |
| Andsit Hematit Clay (HW) | 2.54 | 28.40 | 10.700 | 0.099 | 4.44 | 55 | 2.84 | 4.45 | 4.87 |

2.4. Penentuan Faktor Keruntuhan Grafitasi(C)

Faktor C dihitung untuk melihat pengaruh dari orientasi dinding dari lubang *stope*, faktor C untuk kasus ini dapat dihitung dari hubungan, $C = 8 - 6\cos\alpha$, atau ditentukan dari grafik. Faktor ini memiliki nilai maksimum 8 untuk dinding vertikal dan nilai minimum 2 untuk *stope* yang horizontal. Pola yang dominan dari keruntuhan adalah keruntuhan gravitasi dari bagian *back* dan keruntuhan tekuk/baji dari bagian *hangingwall* dan *ends*. Faktor pengaturan gravitasi yang diperoleh untuk lokasi *Mid Stope Ore* ini, dari hasil plot dengan menggunakan grafik disamakan dengan hasil perhitungan, maka dapat diperoleh nilai $C=7.0$ untuk *hangingwall*, $C=7.0$ untuk *footwall*, $C=2$ untuk *back* dan $C=8.0$ untuk bagian *ends*

2.5. Disain Lubang Stope Pendahuluan

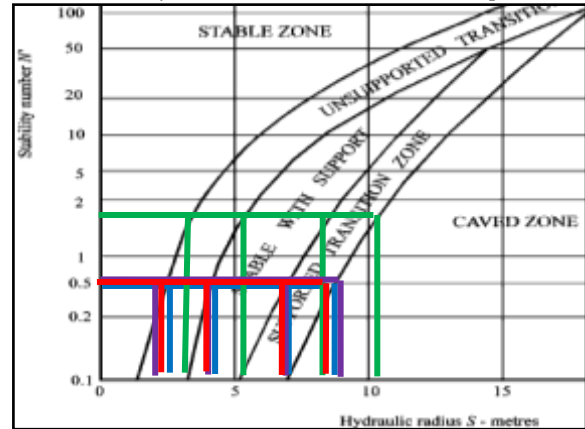
Dari hasil perhitungan maupun dengan memplot nilai-nilai yang didapatkan dari grafik, merupakan parameter awal yang digunakan untuk menghitung nilai *Stability Number (N')* sebagaimana didefinisikan pada persamaan 1. Dari nilai tersebut akan digunakan untuk memplot kedalam Grafik *Stability Number* dan dapat diperoleh nilai *Hydroulic Radius (S)* sebagai acuan untuk menentukan geometri akhir desain *open stope* yang akan diterapkan. Hydroulik Radius atau faktor bentuk untuk permukaan lubang *stope* ini pula sangat dipertimbangkan dalam penerapannya, *Hydroulic Radius* ini juga dapat dihitung untuk desain pendahuluan dengan menggunakan persamaan 2. Disain lubang *stope* pendahuluan didasarkan atas dimensi *stope* dari lebar bagian atap sebesar 16m, lebar searah jurus 35m dan tinggi 20m. Sedangkan dalam penentuan kestabilan dan dimensi *stope* yang pasti dan sesuai dengan *Hydroulic Radius* kemudian bergantung kepada estimasi dari *Q' Modifikasi*, Faktor A, B dan C. Dengan menggunakan Pers.1. Angka Stabilitas *N'*, bagian *backs*, *hangingwall*, *footwall* dan *ends* dapat dihitung dan hasil perhitungannya terdapat pada Tabel 5.

Tabel 5. Hasil Perhitungan Nilai *N'* dan *S*

| PARAMETER | Mid Stope Ore | | | |
|-------------------------------------------------------|---------------|------|------|------|
| | HW | FT | Ends | Back |
| Strike Length - L(m) | 35 | 35 | 16 | 35 |
| Width - W (m) | 35 | 35 | 16 | 16 |
| Stope dip (°) | 80 | 80 | 90 | 0 |
| Sin (Stope Dip) | 0.98 | 0.98 | 1.00 | 0.00 |
| Vertical Heigth - H (m) | 20 | 20 | 20 | 0 |
| Stope dip heigth - h (m) | 20.3 | 20.3 | 20.0 | 0 |
| RMR Design | 37 | 37 | 37 | 37 |
| RMR Adjustment | 34 | 34 | 34 | 34 |
| RMR x (1 - 0.4 x cos φ) | 32 | 32 | 34 | 20 |
| Q'System Modification | 0.33 | 0.33 | 0.33 | 0.33 |
| Rock Stress Factor (A) | 0.70 | 0.70 | 0.70 | 1.00 |
| Joint Orientation Factor (B) | 0.25 | 0.25 | 0.91 | 0.80 |
| Gravity Adjusment Faktor (C) | 6.96 | 6.96 | 8.00 | 2.00 |
| Stability Number, $N = Q' \times A \times B \times C$ | 0.4 | 0.4 | 1.8 | 0.53 |
| Design Hydroulic Radius (S) | 6.43 | 6.43 | 4.44 | 5.49 |

Dengan nilai *N'* Angka Stabilitas, dan *S* Hydroulic Radius, maka stabilitas *stope* dapat diestimasi dari grafik, dimana grafik ini dihasilkan dari pengamatan *stope* pada beberapa tambang di Negara Kanada,

seperti yang ditabulasikan dan dianalisis oleh (Potvin,1988) dan di *update* oleh (Nickson,1992). Gambar 3 merupakan pengeplotan Grafik *Stability Number* dan *Hydroulic Radius* lokasi *Mid Stope Ore*.



Gambar 3. Plot nilai Angka Stabilitas kedalam Grafik Angka Stabilitas dengan Hidroulik Radius

Penentuan geometri *stope* yang ideal harus mengacuh pada hasil plot grafik stabilitas untuk lokasi blok *stope* ini dicantumkan dalam Tabel 6. Dari nilai yang diperoleh tersebut dapat diambil suatu kesimpulan bahwa desain lubang *stope* pada blok ini memungkinkan diambil *hydroulic radius* maksimum untuk blok *Mid Stope Ore* adalah 7.5m dibagian *hangingwall*, 7.5m dibagian *footwall*, 9m dibagian *ends* dan 6m dibagian *back*. Keputusan yang diambil dengan hidroulik radius tersebut, maka lubang bukaan *stope* yang didesain akan stabil dengan menggunakan penyangga. Bila dibandingkan dengan desain awal geometri lubang bukaan *stope* maka nilai *hydroulic radius* berdasarkan perhitungan yang diperoleh yaitu nilai masing-masing blok untuk *hangingwall* 6.43m, untuk *footwall* 6.43, untuk *ends* 4.4m dan untuk *back* 5.49m. Nilai-nilai *hydroulic radius* ini semuanya berada pada nilai interval stabil dengan penyangga.

Tabel 6. Nilai Hasil Plot Grafik Stabilitas Terhadap Hydroulic Radius Pada Blok *Mid Stope Ore*

| PARAMETER | MID STOPE ORE | | | |
|---------------------------------|---------------|-------|-------|-------|
| | HW | FT | Ends | Back |
| Dimensi <i>stope</i> ; (L= 35m) | 20 | 20 | 20 | 16 |
| Hydroulic Radius (S) | | | | |
| Stabil Zone | <2.5 | <2.5 | <3 | <2 |
| Unsupport transition zone | 2.5-4 | 2.5-4 | 3-5.5 | 2-4.0 |
| Stable with support | 4-7.5 | 4-7.5 | 5.5-9 | 4.0-6 |
| Support transition zone | 7.5-9 | 7.5-9 | 9-11 | 6-8.5 |
| Caved Zone | >9 | >9 | >11 | >8.5 |
| HR (Area/Perimeter) | 6.43 | 6.43 | 4.44 | 5.49 |

Perkiraan runtuh yang terjadi pada dinding dan atap *stope* setelah peledakan bijih digunakan grafik ELOS, perkiraan *overbreak* yang akan terjadi di *hangingwall* dan *back* dengan menggunakan nilai *stability number* dan *hydroulik radius*. Grafik angka stabilitas dan hidroulik radius untuk memperkirakan sejauhmana *overbreak* akan terjadi ini disebut *Equivalent Linear Overbreak/Slough* (ELOS), yaitu suatu metode empirikal untuk mengestimasi terkelupasnya dinding dan atap lubang bukaan *stope* oleh (Clark, 1998).

Penentuan perkiraan *overbreak* yang akan terjadi ini dilakukan dengan cara memplot nilai Stability Number vs Hydraulic Radius dari hasil perhitungan pada Tabel 5. dan diplot kedalam grafik ELOS sehingga diperoleh perkiraan *overbreak* di *back* dan *hangingwall* >2 m. Dari hasil pengamatan di lapangan bahwa lokasi *open stope* ini terdapat kekar mayor dan minor yang sangat banyak dan saling berpotongan, kekar-kekar ini umumnya terisi oleh kuarsa dan kalsit sedangkan beberapa kekar mayor terisi oleh *mudstone* terdapat pada bagian atap dan dinding *stope*. Hal inilah yang menurunkan kekuatan massa batuan dilokasi dan menyebabkan *overbreak* dengan mudah terjadi pada saat setelah peledakan produksi bijih. (Clark, 1998), memperkiraan *overbreak* yang terjadi dengan cara menggunakan nilai RMR_{76} dengan faktor koreksi terhadap kemiringan dinding *stope* yaitu dihitung dengan rumus $RMR' = RMR_{76} \times (1 - 0.4 \times \cos \phi)$. Hasilnya terdapat pada Tabel 5, selanjutnya diplot kedalam grafik *Hydraulic Radius vs RMR Adjustment* dan hasil perkiraan *overbreak* yang terjadi di *back*, *hangingwall* maupun *ends* juga diperoleh >2m.

2.6. Desain Penyangga Cablebolt

Keterdapatn bidang diskontinu yang diamati pada lokasi penelitian ini sangat menurunkan kekuatan massa batuan, hal ini juga diperkuat dengan desain geometri *stope* berada pada zona stabil dengan penyangga dan perkiraan *overbreak* yang terjadi lebih dari 2 meter dengan bahan peledak yang digunakan adalah ANFO, maka dibutuhkan dimensi penyangga yang dapat mengantisipasi ketidakstabilan tersebut. (Potvin dkk. 1989) mencatat bahwa ada sejumlah sebaran data yang digunakan untuk mencoba-coba dari disain baut kabel. Data-data ini juga menyatakan bahwa baut kabel ini hampir tidak efektif ketika faktor relatif ukuran blok, (RQD/J_n) /jari-jari hidrolik, kurang dari 0.75 dan ketika kerapatan baut kabel kurang dari 1 baut per 10 m² pada batas lubang.

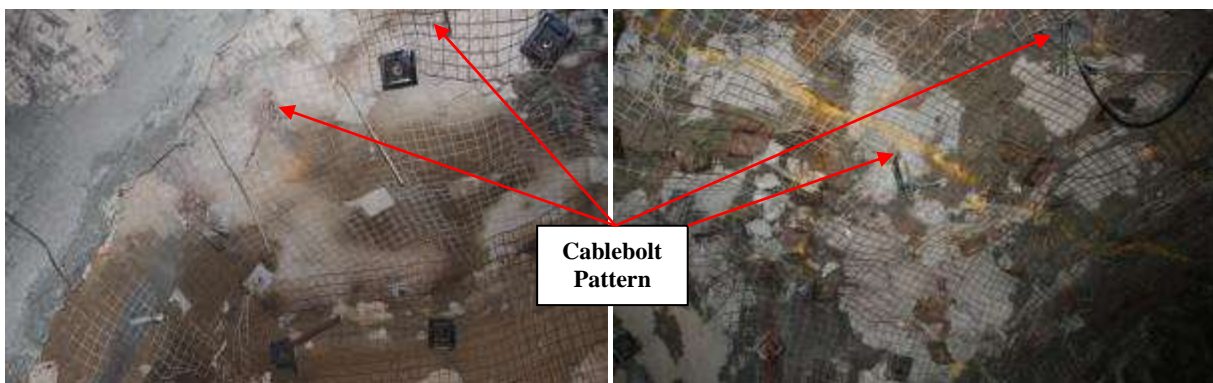
Dari data perhitungan RQD dengan persamaan (Deere,1989), maka inti bor pada 2 titik lubang bor di lokasi blok *stope* yaitu lokasi K1 Sub 9A Sill-Sub 9A UC3 diperoleh Kode Bor DSD118 memiliki RQD rata-rata 50 (*poor*) dan Kode Bor DSD240 memiliki RQD rata-rata 42 (*poor*). Sedangkan hasil pengolahan data kekar dengan program DIPS menunjukkan bawah lokasi blok *Mid Stope Ore* mempunyai 1 keluarga

kekar (*joint set*) dengan beberapa joint random. Maka jumlah *joint set number*, (J_n) dengan rating nilai berdasarkan klasifikasi *Q-System* menunjukkan deskripsi pada poin C dengan nilai rating 3. Dari kedua parameter yaitu nilai RQD dibagi dengan nilai keluarga kekar (J_n) dibagi lagi dengan Hydraulic Radius (S) dari masing-masing lokasi yang digunakan untuk menentukan density *cablebolt* karena keputusan desain *stope* ini harus dengan menggunakan penyangga. Tabel 7 merupakan hasil perhitungan data masukan untuk mendesain *cablebolt* yang digunakan berdasarkan kesimpulan yang telah ditetapkan dari hasil perhitungan *hydraulic radius*.

Tabel 7. Data masukan untuk desain *cablebolt*

| PARAMETER | MID STOPE ORE | | | |
|----------------------------------|---------------|---------|------|-------|
| | HW | FT | Ends | Back |
| Dimensi <i>stope</i> ; (L= 35 m) | 20 | 20 | 20 | 16 |
| Hydraulic Radius (S) | | | | |
| Stable with support | 4.5-7.5 | 4.5-7.5 | 6-9 | 4.0-7 |
| Parameter Input Grafik | | | | |
| RQD/ J_n | 42/3 | 50/3 | 42/3 | 42/3 |
| Hidrolik Radius (S) Maks | 7.5 | 7.5 | 9 | 7 |
| HR (Area/Perimeter) | 6.43 | 6.43 | 4.44 | 5.49 |
| RQD/ J_n / Hidrolik Radius | 2.2 | 2.6 | 3.1 | 2.5 |

Parameter input ini kemudian diplot kedalam grafik penentuan panjang dan spasi *cablebolt* (Potvin,1988, Nickson,1992). Dengan rekomendasi desain *cablebolt* yang diperoleh yaitu panjang 6-9m untuk *back* dan 9-13m untuk *hangingwall*, spasi 1.5-2.0m untuk *hangingwall* dan *back*, maka keputusan *cablebolt* yang digunakan adalah rata-rata panjangnya 6.5 m dengan spasi rata-rata yang diambil 2m persegi, *cablebolt* yang digunakan adalah *double strand* dengan panjang 6.5m dan 9.0m untuk dipasang pada *stope* dibagian *hangingwall* dan *back* melalui akses *ore drive* Sub 9A. Analisis bahwa *cablebolt* harus dipasang dengan pola yang teratur pada bagian *hangingwall* dan *back* dengan spasi 2x2m adalah untuk mengurangi atau menghindari *overbreak* yang terjadi. Penetapan kerapatan penyangga seperti ini, *cablebolt* harus dipasang dari akses *ore drive* Sub 9A Sill dan Sub 9A UC3 masing-masing di area *hangingwall* lubang *ore drive* maupun di area *back* (lihat Gambar 4). *Cablebolt double strand*, dipasang dari akses lubang bukaan *ore drive*. Zona penyangga yang tidak efektif di *hangingwall*, ketika disain berlanjut disarankan untuk menerapkan cara mengurangi *hydraulic radius* dari



Gambar 4. Pemasangan *Cablebolt* Pada Ore Drive Selatan (Kiri) dan Ore Drive Utara (Kanan) Sebagai *Back Stope*.

stope, misalnya dengan segera melakukan *backfill*. Hal ini dilakukan secara layak selama siklus penambangan yang rutin dilakukan, dan tidak perlu dipasang penyangga *cabolebolt* pada bagian *hangingwall* karena kemiringan dinding tegak = 80° - 90° , dan desain stope dengan metode *non-entry mining*, yang mempertimbangan aspek ekonomi dari penambangan.

Tabel 8. Properties Mekanik *Cablebolt*

| 15.2mm Strand | Minimum | Typical |
|-------------------------------------|---------|--------------------|
| Yield Load at 0.2% Elongation | 212kN | 250kN |
| Ultimate Tensile Strength | 250kN | 265kN |
| Elongation on 600mm Gauge Length | 3.5% | 6.5% |
| Uniform Elongation | | 4% |
| Mass per Metre | | 1.13kg |
| Nominal Strand Diameter | | 15.2mm |
| Cross Sectional Steel Area in Cable | | 143mm ² |

3. PEMODELAN NUMERIK

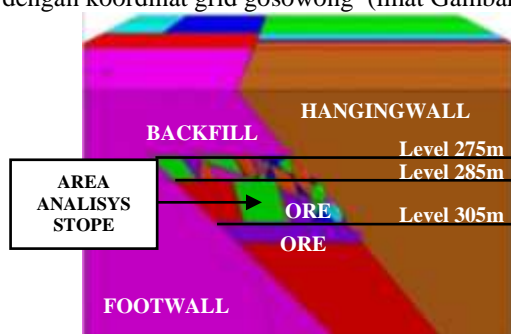
Pemodelan numerik secara umum bertujuan untuk memberikan gambaran terhadap perilaku umum dari massa batuan ketika dilakukan aktivitas penambangan sehingga memudahkan dan membantu dalam melakukan analisis terhadap kestabilan lubang bukaan stope dan penyanggaannya. Pemodelan numerik yang digunakan untuk menganalisis kestabilan *stope* di lokasi adalah *Distinct Element Method*. Input data geometri untuk pemodelan numerik adalah lebar vein untuk LHS 50m, panjang vein kearah strike LHS =150m, ketebalan vein per blok 20m, kemiringan vein (*dip*) 50° , arah jurus vein (*strike*) N 10° E dan panjang vein total searah *dip* 200m. Tabel 9. Berikut merupakan karakteristik kekar dan bidang kontak.

Tabel 9. Karakteristik Kekar dan Bidang Kontak

| Bidang Kontak | C, (Mpa) | ϕ ($^{\circ}$) | Kn (GPa/m) | Ks (GPa/m) |
|------------------|----------|-----------------------|------------|------------|
| Kekar dalam ore | 3.15 | 26.57 | 1 | 0.2 |
| Ore -footwall | 3.90 | 34.54 | 10 | 2 |
| Ore -hangingwall | 2.22 | 35.53 | 10 | 2 |

3.1. Bangunan Model Dengan Geometrinya

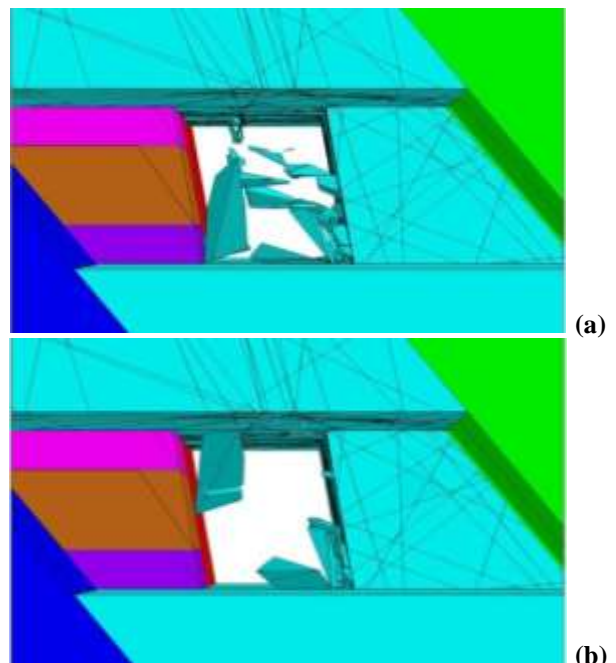
Pembuatan model diawali dengan mendefinisikan geometri model sesuai data geometri di lapangan. Berdasarkan data geometri yang diperoleh dari hasil pengukuran di lapangan dan data sekunder dari pengukuran elevasi *stope* K1-Sub 9A Sill adalah 285 m dan Sub 9A UC3 adalah 305 m dari permukaan tanah, maka dibuatlah model dengan geometri sesuai dengan data bidang diskontinu hasil pengukuran dengan koordinat grid gosowong (lihat Gambar 5).



Gambar 5. Model Geometri Dengan Kekar Sesuai Koordinat Grid Gosowong Lokasi *Mid Stope Ore*.

3.2. Model *Rigid* Untuk Analisis Kestabilan Batuan Di *Back* dan *Hangingwall*

Karakteristik material dan bidang kontak didefinisikan sesuai dengan data yang diperoleh dari uji sampel laboratorium dan data sekunder lainnya. Sebagai kondisi batas, blok *backfilling* dibatasi gerakannya pada arah X. Dari hasil simulasi pada Gambar 6a menunjukkan terjadi keruntuhan dari massa batuan saat penggalian dilakukan dimana bidang luncur utama berada pada zona perpotongan-perpotongan kekar. Runtuhan batuan yang terjadi di *back* dan *hangingwall* dari *stope* dengan cycle 50000 pada Gambar 6a disebabkan oleh bidang-bidang lemah dengan material pengisi yang sangat lapuk ini terjadi lebih dari 2m dari permukaan lubang *stope* pada model. Sehingga model kemudian diberi penyanggaan *split set* spasi 1x1m di atap sesuai perhitungan untuk kemudian dilihat hasilnya. Pemasangan *split set* juga disertai dengan *welded mesh* yang berfungsi menahan batuan pada atap *ore drive*. Dengan pemasangan *split set* pada model ini menunjukkan bahwa *split set* hanya dapat menahan blok batuan yang kecil dan tidak bisa



Gambar 6. Model Runtuhan Di *Back* dan *Hangingwall* (a) Tanpa Dipasang *Splitset*, (b) Dengan Dipasang *Splitset*

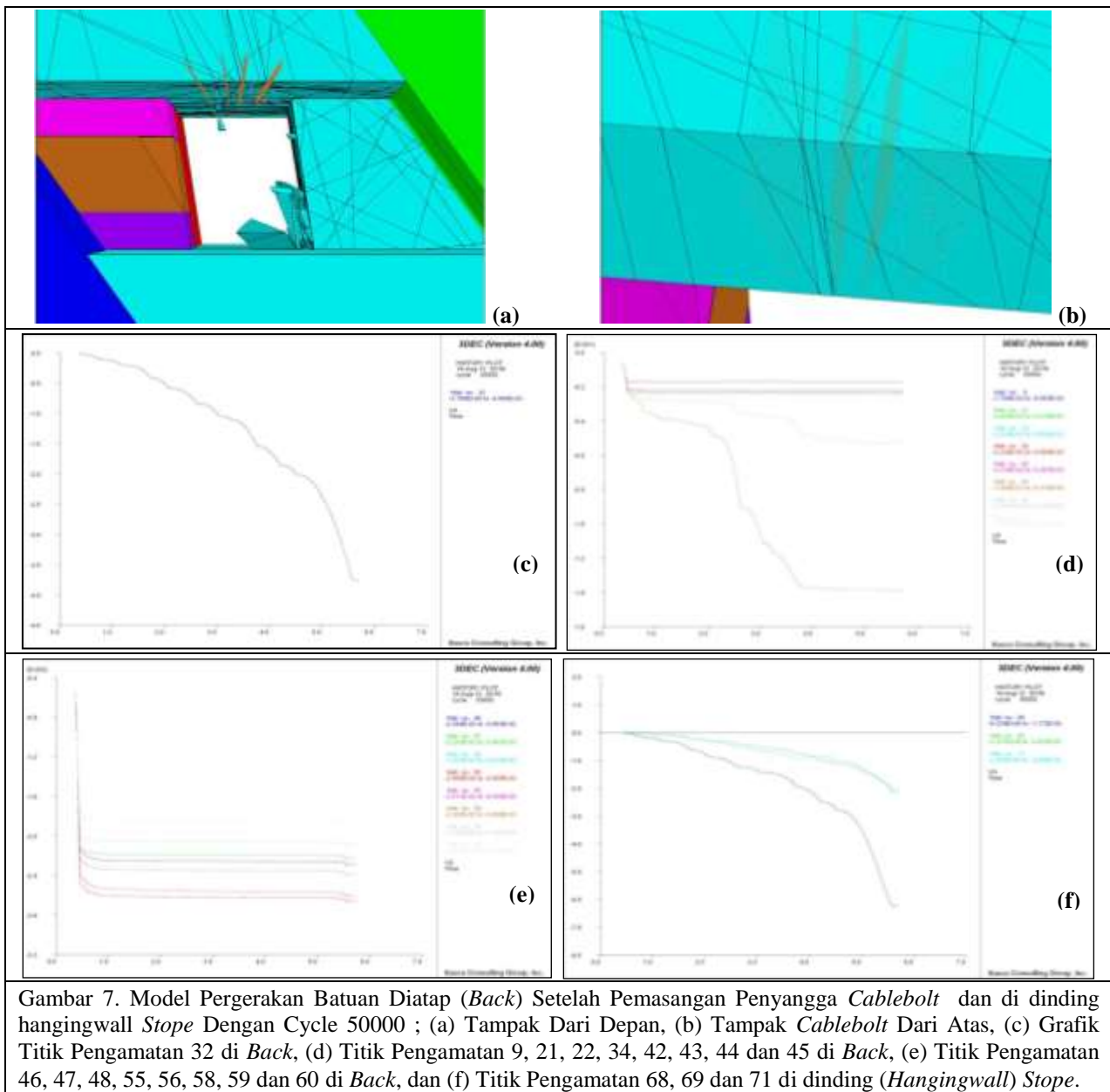
menahan blok batuan yang besar (lihat Gambar 6b). Untuk menilai ketidakstabilan *stope* didalam model sebelum pemasangan penyangga dilakukan, maka dapat dilihat arah pergerakan atau perpindahan batuan dibagian *back* melalui grafik dan pengamatan dilakukan pada beberapa titik diperoleh nilai perpindahan ke arah -Y maksimum pada 17 titik pengamatan berkisar -1.69cm sampai -983.8cm. Nilai perpindahan yang besar terjadi dibagian *back* ini menunjukkan kondisi batuan di atap tidak stabil. Penilaian kestabilan *stope* setelah simulasi pemasangan *split set* dilakukan pada titik yang sama untuk dilihat arah perpindahan batuan pada *back*

melalui grafik dengan titik-titik pengamatan yang sama pada Gambar 7b, nilai perpindahan ke arah -Y maksimum pada 17 titik pengamatan berkisar antara -1.73cm sampai -460.7cm. Dengan nilai perpindahan yang besar masih terjadi pada *back* sehingga kondisi batuan di *back* belum stabil walaupun sudah dipasang *split set*.

3.3. Model Rigid Perpindahan Batuan Pada Stope Dengan Pemasangan Cablebolt

Pemantauan perpindahan pada model sebelum dan setelah pemasangan *cablebolt* dapat dilihat pada Gambar 7. Model tersebut adalah sama dengan model pada Gambar 6 dengan penjelasannya dan merupakan lanjutan simulasi untuk pemasangan penyangga *cablebolt* berikutnya, dimana masih terjadi runturan batuan di *back* walaupun sudah dipasang *split set* dan juga runturan di *hangingwall* dari *stope*, sehingga ditambahkan *cablebolt* yang panjangnya 6.5m dengan

spasi 2x2m bujursangkar sesuai dengan rekomendasi penyangga *cablebolt* pada metode empirik. Sedangkan pada *hangingwall* tidak dipasang baut kabel pada model maupun dilapangan karena pertimbangan biaya dan penerapan teknis penambangan metode *non-entry*. Pengamatan perpindahan setelah pemasangan *cablebolt* yang terletak di *back stope* pada grafik Gambar 7c memiliki nilai perpindahan maksimum ke arah -Y sebesar -376.9cm. Pada gambar 7d memiliki nilai perpindahan kearah -Y maksimum berkisar antara -1.75cm sampai -13.88cm. Pada Gambar 7e memiliki nilai perpindahan maksimum ke arah -Y berkisar -1.86cm sampai -2.66cm. Penilaian perpindahan batuan di *back* pada titik-titik pengamatan tersebut sudah sangat kecil sehingga *back stope* ini stabil walaupun masih ada jatuhnya blok batuan kecil. Sedangkan untuk menilai kestabilan *stope* tanpa pemasangan penyangga di *hangingwall*, maka dapat dilihat arah pergerakan atau perpindahan batuan



melalui grafir pada Gambar 7f yang memiliki nilai perpindahan maksimum ke arah -X berkisar -206.2cm sampai -622.4cm sehingga dinding batuan pada *stope* ini tidak stabil. Walaupun dinding *hangingwall* ini tidak stabil, namun tidak ada penyangga *cabolebolt* yang dipasang karena pertimbangan mengurangi biaya penyanggaan, siklus penambangan cepat dan metode *non entry mining*.

4. ANALISIS DAN PEMBAHASAN

Berdasarkan rekomendasi metode empirik bahwa desain *stope* ini akan stabil dengan penyangga, dimana geometri *stope* yang layak sesuai dengan desain awal yaitu panjang dan lebar masing-masing permukaan dinding *stope* untuk *hangingwall* 20x35m, *footwall* 20x35m, *back* 16x35m dan *ends* 20x16. Hasil perhitungan *hydroulic radius* masing-masing yaitu *hangingwall* 6.43m, *footwall* 6.43m, *back* 5.49m dan *ends* 4.44m. Dengan nilai *hydroulik radius* yang diperoleh dari hasil perhitungan dimensi awal ini dievaluasi dengan *hydraulic radius* yang diperoleh dari grafik Stability Number, sehingga *hydroulic radius* masing-masing hasil perhitungan pada interval 5.5 - 8.5m berada pada zona stabil dengan penyangga untuk *hangingwall*, interval 4-7m berada pada zona stabil dengan penyangga untuk *footwall*, interval 3.5-6m berada pada zona transisi tanpa penyangga untuk *ends*, dan interval 4-6.5 berada pada zona stabil dengan penyangga untuk *back*. Sehingga diambil keputusan bahwa desain *stope* dilakukan dengan metode *non-entry mining* dan hanya untuk tujuan produksi ore, penyangga *cabolebolt* hanya dipasang dibagian *back* dan *hangingwall* sesuai dengan nilai *hyroulic radius* hasil evaluasi akhir, yang menunjukkan pada bagian *back* dan *hangingwall* berada pada zona stabil dengan penyangga sedangkan *ends* tidak dipasang karena berada pada zona transisi tanpa penyangga.

Namun berdasarkan rekomendasi analisis kestabilan dengan metode empiric ini kemudian dievaluasi, dan keputusannya penyangga *cabolebolt* dipasang melalui *ore drive* sebelum penggalian dengan peledakan bijih pada blok *stope* yang direncanakan. Dan desain *cabolebolt* yang dipasang pada bagian *back* panjangnya 6.5m dengan spasi 2x2m sesuai dengan rekomendasi penyanggaan, sedangkan pada dinding *hangingwall* tidak dipasang *cabolebolt* karena pertimbangan biaya dan teknis penambangan metoda *non-entry*, setelah peledakan bijih selesai maka dilanjutkan dengan pemuatan dan pengangkutan.

Rekomendasi penyangga metode empirik ini kemudian disimulasikan dengan pemodelan numeric, dan hasilnya *cabolebolt* mampu menahan blok batuan di *back*. Dari hasil permodelan menunjukkan hampir semua titik pada bagian *back* *stope* tidak stabil sebelum pemasangan penyangga *cabolebolt* yaitu displacement kearah -Y terjadi sejauh -1.69m sampai dengan -983.8cm, sedangkan setelah pemasangan *cabolebolt* yaitu displacement kearah -Y menurun antara -1.69cm sampai -2.82cm dan menunjukkan *stope back* dalam kondisi stabil. Sedangkan dibagian *hangingwall displacement* kearah -X sebelum dan

sesudah pemasangan penyangga sama nilainya yaitu berkisar -206.2cm sampai -622.4cm, dan kondisi ini tidak stabil karena tidak ada pemasangan penyangga *cabolebolt*. Maka penambangan metode *non entry* dilakukan secepat mungkin dengan alat muat otomatis dilengkapi *remote control* dan pengisian kembali *paste backfill* dilakukan segera setelah material bijih terambil semuanya.

5. KESIMPULAN

Kestabilan *stope* pada metode penambangan *long hole stope* secara teknis sangat bergantung pada desain geometri *stope* yang akan diterapkan, desain geometri *stope* ini yang paling utama dipertimbangkan adalah kondisi massa batuan, dimana kondisi batuan dilokasi ini sangat buruk karena kehadiran struktur geologi dan pelapukan batuan yang tinggi menyebabkan menurunnya kekuatan massa batuan, maka desain geometri *stope* dan tahapan penggalian dibuat sedemikian rupa dengan tujuan menjaga kestabilan *stope* terutama saat penggalian dan pengangkutan bijih dilakukan serta pengisian *paste*. Geometri *stope* yang layak sesuai dengan desain awal yaitu panjang dan lebar masing-masing permukaan dinding *stope* untuk *hangingwall* 20x35m, *footwall* 20x35m, *back* 16x35m dan *ends* 20x16. Hasil perhitungan *hydroulic radius* masing-masing yaitu *hangingwall* 6.43m, *footwall* 6.43m, *back* 5.49m dan *ends* 4.44m, dengan nilai *hydraulic radius* ini menunjukkan bahwa desain *stope* untuk *back* dan *hangingwall* akan stabil dengan penyangga, dimana penyangga yang digunakan adalah *cabolebolt double strand* yang panjangnya 6.5m dan spasi 2x2m, sedangkan dibagian *ends* berada pada zona transisi tanpa penyangga. Namun pada kasus ini penambangan dilakukan metode *non entry*, aktivitas pemuatan menggunakan alat muat otomatis dengan fasilitas *remote control*, hal ini dilakukan agar mengurangi biaya penyanggaan *cabolebolt* yang tidak dipasang pada bagian *hangingwall* dan mencegah terjadinya kecelakaan karyawan yang disebabkan runtuhnya batuan di *hangingwall* saat pemuatan bijih. Permodelan numerik membantu untuk melihat perilaku sistem kondisi massa batuan secara keseluruhan dan desain penyanggaan yang direkomendasikan oleh metode empirik.

6. UCAPAN TERIMA KASIH

Pada kesempatan ini penulis mengucapkan terima kasih kepada pihak manajemen dan staff departemen Geotechnik Underground Kencana PT. Nusa Halmahera Minerals- Gosowong Halmahera yang mengizinkan untuk melakukan penelitian ini, dan pihak manajemen dan staff Puslitbang tekMIRA Kementerian Energy dan Sumber Daya Mineral Republik Indonesia yang mengizinkan kami menggunakan Program 3DEC untuk pemodelan numeric. Penulis juga menghaturkan terima kasih kepada para pegawai di Lab. Geomechanics, Dept. Teknik Pertambangan ITB atas bantuan mereka.

DAFTAR PUSTAKA

- Bieniawski, Z.T., "Engineering Rock Mass Classifications", John Wiley & Sons, New York (1989).
- Clark, L., and R. Pakalnis. "An Empirical Design Approach for Estimating Unplanned Dilution from Open Stope Hangingwalls and Footwalls. Presentation at 99th Canadian Institute of Mining Annual Conference, Vancouver, B.C., (1997).
- Hoek, E., and Brown, E.T., "Underground Excavations in Rock", The Institution of Mining and Metallurgy, London (1980).
- Hoek, E. & Brown, E.T., "Underground Excavation in Rock", The Institution of Mining and Metallurgy, London (1982).
- Hoek E., Wood, D., and Shah, S., "A Modified Hoek-Brown Failure Criterion For Jointed Rock Masses" Paper submitted for publication in the Proceedings of the International ISRM Symposium Rock Characterization, Chester, UK., (1992).
- Hoek E., Kaiser P.K., and Bawden W.F., "Support Of Underground Excavations In Hard Rock" Funding by Mining Research Directorate and Universities Research Incentive Fund. London (1993).
- Huchkinson, D.J. and Diederichs, M.S., "Cablebolting in Underground Mines", BiTech Publishers Ltd., Manitoba. (1996).
- Karian, T., "Sill Pillar Stability Analysis Based On Joint Measuring In South Ciurug Underground Mine In Pongkor" Graduate Thesis (Indonesia), Mining Engineering, ITB. (2009).
- Pakalnis, R. Brady, T., Hughes, P., Caceres, C., Ouchi, A., and MacLaughli, M., "Weak Rock Mass Design For Underground Mining Operations" Proceedings of the International Workshop on Rock Mass Classification in Underground Mining, DHHS (NIOSH) Publication No. 2007-128, 119-127pp. May 2007
- Sulistianto, B., Sulaiman, M.S., Wattimena R.K., Achmad Ardianto, A., Matsui K., 2009, "Determination of stope geometry in jointed rock mass at Pongkor Underground Gold Mine". International Journal Of The JCRM, Volume 5, Number 2, , pp.63-68. April (2009).
- Sulistianto, B., Wattimena, R.K., Kramadibrata, S., Sulaiman, M.S., Matsui, K., and Ardianto, A., 2007, "Borehole Investigation To Grasp The Condition Of Stope's Roof In Cut-and-Fill Mining At Level 500 Ciurug, Pongkor Underground Gold Mine, Indonesia", International Workshop on Earth Science and Technology, Fukuoka, Japan.

Keterangan :

Paper ini telah dipublikasikan pada TPT-XXI PERHAPI Proceeding, ISBN 978-979-8826-21-4, pp. 134-144, yang dilaksanakan oleh Perhimpunan Ahli Pertambangan Indonesia (PERHAPI) pada tanggal 15-17 Oktober 2012 di Jakarta.