

Evaluasi Sistem Penyanggaan pada *Tunnel* THC 04 CV Tahiti Coal Menggunakan Klasifikasi RMR

Wahyu Marta Novri¹, and Bambang Heriyadi²

¹Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknik, Universitas Negeri Padang

*wahyukohler@yahoo.com

**bambangh@ft.unp.ac.id

Abstract. Excavation of tunnels in underground mines is a fairly complex job, because it will result in changes in the balance of rock conditions that can cause failure. Therefore, a good geotechnical analysis is needed to provide proper treatment of the excavated rock. Based on the results of laboratory test, physical properties for siltstone is an average natural density of 2,4 gr/cm³ and for coal is an average natural density of 1,24 gr/cm³, and mechanical properties of PLI for siltstone is an average of 1,4 MPa and for coal is an average of 0,45 MPa. From the result of the Bieniawski-1989 RMR analysis, the rocks on the roof and the wall has a value of 54 and include to rock mass class III. RMR 54 has stand up time 37 days to 3 m of span. Based on the analysis using Cemal Biron theory in 1983, the value of stress to the cap is 528,06 kg/cm², side post is 170,19 kg/cm², the wood clearance stress is 623,75 kg/cm², and the wood compressive strength is 368,75 kg/cm². The FS of cap is using 20 cm diametre of wood is 1.18, and the FS of side post is using 23 cm diametre of wood is 2,17. To make the FS stable on cap side, it needs to upgrade the size of the wood to at least 22 cm of diametre, so the FS would be 1,57 (declared safe), or reduce the distance of the support system to maximum of 1,15 m.

Keywords: Underground, Rock Mass Rating, Support, Ground Support, Factor of Safety

1. Pendahuluan

Batubara merupakan salah satu bahan galian yang tidak dapat diperbarui dan sebagai bahan bakar memiliki peranan penting di dalam industri besar maupun industri kecil dan rumah tangga. Di Indonesia banyak tersebar endapan batubara diantaranya di Sumatera Barat, salah satunya terdapat di Desa Sikalang, Parambahan, Kecamatan Talawi, Kota Sawahlunto, Provinsi Sumatera Barat. Endapan batubara di daerah tersebut mempunyai cadangan batubara yang cukup banyak, bernilai ekonomis dan siap untuk ditambang.^[1]

Formasi batuan yang terdapat di daerah Sawahlunto berhubungan dengan penunjaman lempeng di daerah busur kepulauan, penunjaman lempeng terjadi di sebelah barat pulau Sumatera yaitu lempeng Samudra Hindia yang masuk ke lempeng Eurasia. Akibat dari kegiatan tektonik ini terjadi lipatan (*Fold*), patahan (*Fault*), intrusi, dan terbentuknya cekungan Ombilin yang merupakan cekungan antar pegunungan (*inter mountain basin*).

Proses selanjutnya batuan *tersier* mengisi bagian tengah dan atas cekungan ini yang termasuk dalam formasi Brani, formasi sangkawerang, formasi

sawahlunto, formasi sawahtambang, formasi ombilin, dan formasi ranau.

CV Tahiti Coal merupakan salah satu pemilik Izin Usaha Pertambangan yang secara geografis terletak pada koordinat 100°45'06" – 100°45'32" BT dan 00°37'20" – 00°37'51" LS.

Lapisan batubara CV Tahiti Coal berada pada formasi Sawahlunto berumur Eosen di dalam cekungan Ombilin yang terdiri dari tanah penutup perselingan serpih karbonan, batulanau, batupasir, sisipan konglomerat dan batubara. Di lokasi penelitian, batuan yang dijumpai ialah *siltstone* dan batubara. Sedangkan untuk penyanggaan yang diterapkan perusahaan yaitu menggunakan penyangga kayu dan penyangga beton pada *canopy*.

Dalam penggunaan metode tambang bawah tanah aspek geomekanika merupakan salah satu aspek yang penting dalam menjaga kestabilan lubang bukaan tambang bawah tanah.^[2]

Potensi ketidakstabilan yang terjadi pada batuan di sekitar lubang bukaan tambang bawah tanah membutuhkan penanganan khusus, terutama perancangan penyanggaan untuk menjamin keselamatan pekerja, kemajuan penambangan dan peralatan tambang.

Untuk mengidentifikasi karakteristik massa batuan pada suatu lubang bukaan dapat dilakukan dengan beberapa metode analisis. Salah satunya analisis geomekanika seperti analisis RMR (Bieniawski 1989) . Analisis ini menyatakan bahwa kestabilan lubang bukaan pada tambang bawah tanah dipengaruhi oleh beberapa faktor, yaitu sifat-sifat fisik dan mekanik batuan sebagai material penyusun atap dan dinding lubang bukaan, kondisi struktur geologi, tekanan air bawah tanah, dan bidang-bidang lemah yang terdapat pada lubang bukaan tersebut.

Maka dari itu, perlu dilakukan pengamatan terhadap kondisi lubang bukaan dan berbagai uji laboratorium terhadap sampel massa batuan sebagai penyusun lubang bukaan tersebut. Analisis ini dapat digunakan untuk menentukan kelas massa batuan dan jenis *groundsupport* yang akan digunakan untuk memperkuat batuan agar tidak runtuh.

Lubang tambang bawah tanah pada THC 04 dibuat berbentuk tapal kuda dengan dimensi ukuran 3 m x 2,75 m x 2,75 m. Sejauh ini penggalian lubang pada lubang THC 04 sudah mencapai 180 m dari mulut lubangnya dengan rencana penggalian sejauh 500 m dan dengan kemiringan lubang 12-20°. Ukuran kayu yang digunakan rata-rata memiliki diameter 20 cm pada *cap* dan 23 cm pada *side post*, dan bentuk penyangga yang digunakan adalah berbentuk *three piece set* (trapesium).

Saat melakukan tinjauan awal ke lapangan khususnya di *tunnel* THC 04 CV Tahiti Coal, penulis menemukan adanya kayu penyangga yang retak seperti dapat dilihat pada **Gambar 1**. Berdasarkan aspek geomekanika, hal ini disebabkan oleh beban batuan yang lebih besar dibandingkan kekuatan kayu penyangganya, sehingga dapat menyebabkan terjadinya runtuhnya atap *tunnel* pada titik 120 meter dari mulut lubang seperti dapat dilihat pada **Gambar 2**.



Gambar 1. Retakan pada Kayu Penyangga



Gambar 2. Ambruk Atap *Tunnel* THC 04

Berdasarkan pengamatan di lapangan, juga ditemukan adanya kekar pada dinding terowongan yang dapat dilihat pada **Gambar 3**. Hal ini membuktikan bahwa massa batuan pada *tunnel* THC 04 tidak menerus (diskontinu), yang menyebabkan distribusi tegangan dalam massa batuan tidak diteruskan atau tidak terdistribusi secara merata ke segala arah. Hal ini dicerminkan dengan terjadinya runtuhnya batuan pada *tunnel* THC 04.



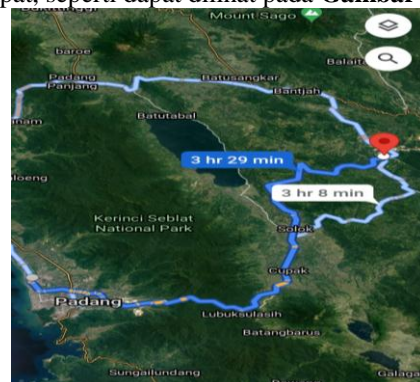
Gambar 3. Kekar pada Dinding *Tunnel* THC 04

Bahaya yang akan terjadi apabila pemasangan sistem penyangga yang benar diabaikan adalah risiko ambruk. Untuk melaksanakan hal tersebut, maka dibutuhkan pengetahuan tentang perhitungan dalam rancangan penyanggaan yang benar berdasarkan karakteristik batuan penyusunnya, sehingga akan mengurangi bahkan menghilangkan risiko ambruk yang mungkin terjadi pada *tunnel* THC 04 CV Tahiti Coal.

2 Tinjauan Pustaka

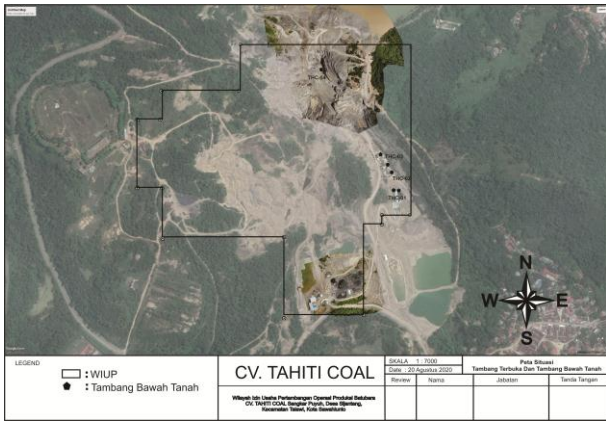
2.1 Lokasi Penelitian

Lokasi penambangan CV Tahiti Coal dapat dicapai dari Kota Padang dengan jarak tempuh 100 km dan dapat ditempuh dalam waktu 2 jam menggunakan kendaraan roda dua, dan 2,5 – 3,5 jam menggunakan kendaraan roda empat, seperti dapat dilihat pada **Gambar 4**.



Gambar 4. Lokasi Kesampaian Daerah Penelitian

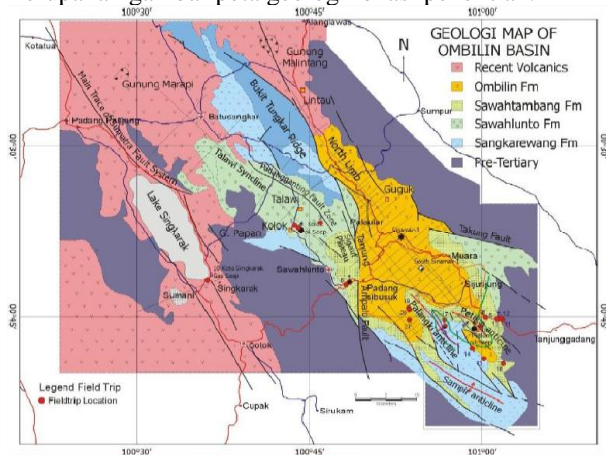
Secara geografis, wilayah Izin Usaha Pertambangan CV Tahiti Coal terletak pada koordinat 100^o45'06" – 100^o45'32" Bujur Timur (BT) dan 00^o37'20" - 00^o37'51" Lintang Selatan (LS). Dibawah ini merupakan peta WIUP CV Tahiti Coal.



Gambar 5. Peta WIUP CV Tahiti Coal

2.2 Geologi dan Stratigrafi Daerah Penelitian

Lokasi penelitian yang berada di Kota Sawahlunto terletak diantara jajaran Bukit Barisan. Di bawah ini merupakan gambar peta geologi lokasi penelitian.



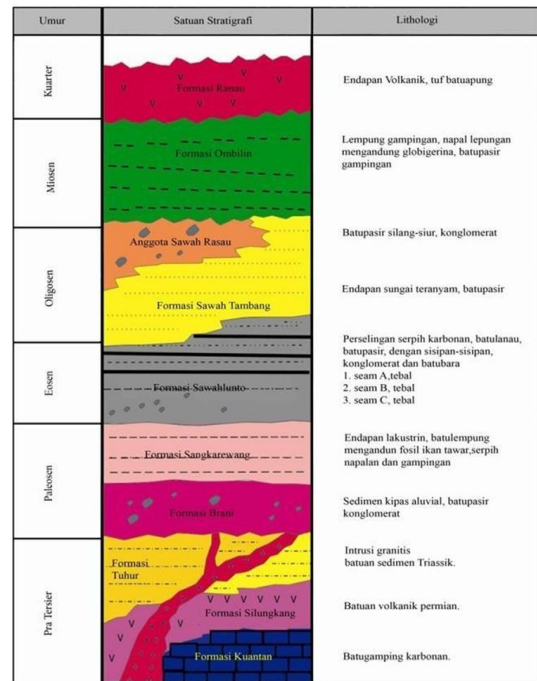
Gambar 6. Peta Geologi Cekungan Ombilin

Terdapat tiga struktur geologi yang dikenali di Cekungan Ombilin (Situmorang et al. 1991) yakni:

- 2.2.1 Struktur dengan arah barat laut tenggara (NW-SE) yang membatasi Cekungan Ombilin terdiri Sesar Sitangkai, Sesar Tigojangko, dan Sesar Silungkang.
- 2.2.2 Struktur dengan arah umum utara-selatan (N-S) terdiri dari Sesar Kolok, Sesar Tigotumpuk, Sesar Tanjung Ampalu, dan Sesar Sawahlunto.
- 2.2.3 Struktur dengan arah barat-timur (EW) yang membentuk sesar *antithetic* dengan komponen *dip-slip*.

Berdasarkan umur batuan Koesoemadinata dan Matasak (1981) membagi Cekungan Ombilin menjadi dua bagian besar yaitu Pra- Tersier dan Tersier.

Batuan Pra-Tersier merupakan batuan dasar dari batuan tersier yang terpapar di sisi timur dan barat cekungan serta bagian tengah dari sisi utara. Sementara batuan tersier terdiri dari beberapa formasi, seperti formasi brani, sangkarewang, sawahlunto, dan sebagainya.



Gambar 7. Kolom Stratigrafi Cekungan Ombilin

2.3 Pemilihan Tambang Bawah Tanah

Pemilihan metode penambangan terhadap suatu cebakan tertentu dapat dibantu dengan pemahaman terhadap kendala dan aplikasi setiap metode yang ada. Tidak ada rumusan eksak (pasti) yang dapat mencakup semua variasi yang terdapat secara alamiah terhadap suatu cebakan. Dalam pemilihan suatu sistem tambang bawah tanah, memerlukan pertimbangan-pertimbangan yang saling terintegrasi dari banyak faktor.^[3]

2.3.1 Pengendalian Lubang Buka

Struktur batuan merupakan penyebab penting ketidakstabilan pada lubang bukaan. Massa batuan tertentu terdiri dari batuan utuh dan sejumlah struktur batuan atau diskontinuitas struktural. Jenis utama struktur batuan meliputi *bedding plane*, lipatan (pembelokan pada strata batuan), patahan (patahan akibat pergerakan lempeng), *dykes* (intrusi batuan beku). Diskontinuitas struktural mempengaruhi perilaku teknik massa batuan: orientasi, jarak, panjang kekar, kekasaran, aperture dan adanya material pengisi. Pengumpulan informasi struktural yang sesuai oleh para insinyur dan ahli geologi merupakan komponen penting dari program pengendalian lubang bukaan pada operasi penambangan. Bahkan program komputer canggih untuk menganalisa data struktural dan geometri serta stabilitas *wedges* di tambang permukaan atau bawah tanah sekarang sudah tersedia.^[4]

Penerapan analisis mekanika batuan membutuhkan model dan data geologi berdasarkan definisi tipe-tipe batuan, struktur diskontinuitas dan sifat material. Pengumpulan data diskontinuitas melalui investigasi geologi dilakukan dengan cara melakukan pengkategorian diskontinuitas, termasuk proses terbentuknya.

2.3.2 Distribusi Tegangan pada Lubang Buka

Menurut asal mulanya tegangan dalam batuan dibagi menjadi 2, yaitu tegangan insitu (*natural stresses*) dan tegangan terinduksi (*induced stresses*).

2.3.2.1 Tegangan Insitu

Tegangan *insitu* suatu titik ditentukan oleh kondisi pembebanan material yang ada di atasnya dan perubahan akibat proses geologi sebelumnya. Perubahan kondisi tegangan insitu dapat diakibatkan oleh beberapa hal antara lain berhubungan dengan perubahan suhu, serta proses kimia seperti *leaching*, penguapan, dan rekristalisasi mineral. Proses mekanik seperti terbentuknya rekahan, geseran antara bidang rekahan dan aliran viskoplastik dalam material akan menghasilkan kondisi tegangan yang kompleks dan heterogen.

2.3.2.1.1 Tegangan Vertikal

Tegangan ini dapat diperkirakan dari hubungan:

$$\sigma_v = \gamma \cdot H$$

- σ_v : Tegangan *insitu* gravitasi vertikal
 γ : Berat satuan massa batuan di atas elemen (ton/m^3)
 H : Kedalaman dari permukaan (m)

2.3.2.1.1 Tegangan Horizontal

Tegangan horizontal jauh lebih sulit untuk diperkirakan dibandingkan dengan tegangan vertikal. Biasanya, rasio tegangan horizontal terhadap tegangan vertikal dinyatakan dengan k , sehingga:

$$\sigma_h = k \cdot \sigma_v$$

Pengukuran tegangan gravitasi *in situ* horizontal pada beberapa tambang dan proyek sipil di seluruh dunia (Brown & Hoek, 1978) menunjukkan bahwa k cenderung tinggi pada kedalaman dangkal dan menurun dengan bertambahnya kedalaman. Sheorey (1994) mengusulkan persamaan :

$$k = 0.25 + 7 E_h \left(0.001 + \frac{1}{z} \right)$$

- E_h : Modulus deformasi bagian atas dari kulit bumi yang diukur pada arah horisontal (Gpa)
 z : kedalaman (m)

2.3.2.2 Tegangan Terinduksi

Ketika lubang bukaan bawah tanah dibuat di dalam massa batuan yang mengalami tegangan, tegangan-tegangan pada batas galian akan didistribusikan. Sebelum terowongan digali, tegangan *in situ* σ_v , σ_{h1} , and σ_{h2} terdistribusi secara seragam di dalam irisan batuan yang menjadi perhatian. Setelah penggalian batuan dari dalam terowongan, tegangan-tegangan pada batas galian terowongan akan berubah dan tegangan – tegangan bawah akan di induksikan.

2.3.3 RMR System

Rock Mass Rating (RMR) atau dikenal dengan *Geomechanics Classification* dikembangkan oleh Bieniawski pada tahun 1973, 1976, dan 1989. Metode klasifikasi ini dengan menggunakan rating yang besarnya didasarkan pada pengalaman Bieniawski dalam mengerjakan proyek-proyek terowongan dangkal.

Metode ini telah dikenal luas dan banyak diaplikasikan pada keadaan dan lokasi yang berbeda-beda seperti tambang pada batuan kuat, terowongan, tambang batubara, kestabilan lereng, dan kestabilan pondasi. Metode ini dikembangkan selama bertahun-tahun seiring dengan berkembangnya studi kasus yang tersedia dan disesuaikan dengan standar dan prosedur yang berlaku secara internasional (Bieniawski, 1979).^[5]

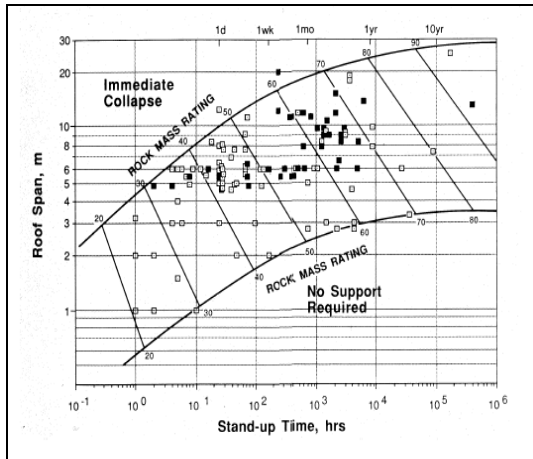
Metode klasifikasi RMR merupakan metode yang sederhana dalam penggunaannya, dan parameter-parameter yang digunakan dalam metode ini dapat diperoleh baik dari data lubang bor maupun dari pemetaan struktur bawah tanah. Metode ini dapat diaplikasikan dan disesuaikan untuk situasi yang berbeda-beda seperti tambang batubara, tambang pada batuan kuat (*hard rock*) kestabilan lereng, kestabilan pondasi, dan untuk kasus terowongan.

Dalam menerapkan sistem ini, massa batuan dibagi menjadi seksi-seksi menurut struktur geologi dan masing-masing seksi diklasifikasikan secara terpisah. Batas-batas seksi umumnya struktur geologi mayor seperti patahan atau perubahan jenis batuan. Perubahan signifikan dalam spasi atau karakteristik bidang diskontinyu mungkin menyebabkan jenis massa batuan yang sama dibagi juga menjadi seksi-seksi yang berbeda.

Tujuan dari sistem RMR adalah untuk mengklasifikasikan kualitas massa batuan dengan menggunakan data permukaan, dalam rangka untuk memandu metode penggalian dan memberikan rekomendasi pendukung kegiatan pertambangan serta rentang yang tidak didukung dan *stand-up time*.

Sistem klasifikasi massa batuan dengan RMR dari Bieniawski (1973) menggunakan enam parameter dasar untuk pengklasifikasian dan evaluasi hasil uji. Keenam parameter tersebut membantu perkiraan lebih lanjut hasil analisis stabilitas sampai permasalahan khusus geomekanika batuan, yaitu kuat tekan batuan, RQD, spasi bidang diskontinu, kondisi bidang diskontinu, dan kondisi air tanah.

Masing-masing dari parameter di atas memiliki nilai pembobotan yang dibuat berdasarkan pengalaman di berbagai lokasi tambang. Bobot-bobot nilai dari setiap parameter tersebut akan dijumlahkan untuk memperoleh bobot total massa batuan. Hasil penjumlahan tersebut, massa batuan nantinya akan dibagi menjadi lima kelas.



Gambar 8. Hubungan Antara Span Maximum dan Stand Up Time

2.3.4 Sistem Penyanggaan

Setelah lubang bukaan bawah tanah digali, diperlukan adanya sistem penyanggaan yang dapat membantu massa batuan menyangga dirinya sendiri, dimana penentuan jenis penyangga yang digunakan tergantung dari klasifikasi massa batuan pada daerah tersebut.

Salah satu jenis penyangga yang sering digunakan adalah penyangga kayu. Kayu sudah sejak lama dikenal sebagai bahan penyangga di berbagai operasi penambangan bawah tanah.

2.3.4.1 Tegangan pada Cap

Cap merupakan tiang penyangga kayu yang berada pada bagian atap. Kayu yang digunakan sebagai cap harus mempunyai kuat pelengkungan yang lebih besar dari tegangan pelengkungan yang dialami. Tegangan pelengkungan dihitung sebagai berikut:

$$\sigma_t = \gamma \cdot h$$

$$q_t = \sigma_t \cdot a$$

$$W = 0,098 \times d_b^3$$

a = jarak antar penyangga (m)

q_t = beban persatuan panjang (t/m)

σ_t = tekanan pada penyangga (t/m³)

h = tinggi penampang kayu pada cap dari permukaan (m)

γ = Berat satuan massa batuan di atas elemen (ton/m³)

2.3.4.2 Tegangan pada Side Post

Side post merupakan tiang penyangga kayu yang berada pada dinding terowongan. Side post menerima tekanan dari samping dan reaksi panjang ujung cap. Karenanya dalam perancangan tegangan tekan dan tegangan pelengkungan harus dihitung, biasanya diameter side post yang digunakan relative sama dengan cap. Tegangan pada side post dihitung sebagai berikut:

$$\lambda = 4 \times \frac{L_y}{d_y}$$

$$\sigma_n \pm \sigma_b = -\omega \frac{R}{F} \pm 0,85 \frac{M_{max}}{W}$$

σ_n = tekanan normal (t/m²)

ω = buckling factor

λ = angka kerampingan (slenderness)

q_y = beban side post (t/m)

L_y = panjang side post (m)

d_y = diameter side post (m)

L_y = panjang untuk penekukan (m)

$\sigma_n \pm \sigma_b$ = Tegangan pada Side Post

3 Metodologi Penelitian

3.1 Desain Penelitian

3.1.1 Jenis Penelitian

Penelitian ini merupakan penelitian terapan (*applied research*). Dikarenakan penelitian terapan adalah “penelitian yang mempunyai alasan praktis, keinginan untuk mengetahui, bertujuan agar dapat melakukan sesuatu yang jauh lebih baik, lebih efektif, dan efisien”. Penelitian terapan atau *applied research* dilakukan berkenaan dengan kenyataan-kenyataan praktis, penerapan, dan pengembangan ilmu pengetahuan yang dihasilkan oleh penelitian dasar dalam kehidupan nyata. Penelitian terapan berfungsi untuk mencari solusi tentang masalah-masalah tertentu, tujuan utamanya adalah pemecah masalah sehingga hasil penelitian dapat dimanfaatkan untuk kepentingan manusia baik secara individu atau kelompok maupun keperluan industri atau politik dan bukan untuk wawasan keilmuan semata. A. Muri Yusuf (2005).^[6]

3.1.2 Objek Penelitian

Adapun yang menjadi objek penelitian ini adalah tunnel THC 04. Berdasarkan observasi lapangan yang telah dilakukan, ditemukannya kayu penyangga yang patah dan terjadinya ambrukkan, sehingga perlu dilakukan evaluasi sistem penyanggaan untuk menghindari hal serupa terjadi di kemudian hari.

3.1.3 Waktu Penelitian

Kegiatan observasi lapangan dilaksanakan pada Hari Selasa, tanggal 20 April 2021 dan kemudian dilanjutkan dengan pengambilan data yang dilakukan mulai tanggal 28 Juni 2021 sampai 28 Juli 2021.

3.1.4 Lokasi Penelitian

Pengambilan data penelitian dilaksanakan di tambang bawah tanah CV Tahiti Coal. Penelitian kemudian dibatasi dan di fokuskan pada lubang maju tunnel THC 04 CV Tahiti Coal, Kota Sawahlunto, Provinsi Sumatera Barat.

3.2 Jenis dan Sumber Data Penelitian

3.2.1 Data Primer

Merupakan data yang diperoleh dari hasil observasi dan pengujian laboratorium, seperti:

3.2.1.1 Dimensi lubang bukaan.

3.2.1.2 Sampel batuan untuk mengetahui sifat fisik dan mekaniknya.

3.2.1.2 Data *mapping* bidang diskontinu (mengukur spasi/jarak dari kekar, melihat kekasaran dari kekar, melihat isian kekar, tingkat pelapukan, dan kondisi air tanah).

3.2.1.2 Jarak kayu penyangga.

3.2.3 Data Sekunder

Merupakan data-data yang diperoleh dari perusahaan atau sumber lain. Data ini bersumber dari laporan penelitian terdahulu, dari perusahaan, data dari instansi terkait, dan sebagainya. Data-data ini mencakup peta WIUP, peta geologi, peta stratigrafi, dan *layout tunnel* THC 04.

3.3 Tahapan Penelitian

3.3.1 Tahapan Pendahuluan

3.3.1.1 Studi Literatur

Mempelajari studi pustaka yaitu kegiatan mengutip dari berbagai literatur yang ada, baik berupa buku, penelitian terdahulu, data-data yang dimiliki perusahaan, dan sebagainya yang merujuk pada hal-hal yang dapat mendukung terlaksananya kegiatan penelitian.

3.3.1.2 Observasi Lapangan

Kegiatan ini merupakan kegiatan yang bertujuan untuk melihat permasalahan aktual di lapangan. Dimana pada saat melakukan kegiatan observasi ini, penulis melakukan beberapa pengamatan, seperti melihat kondisi kayu penyangga yang ada, mengukur kemiringan lubang bukaan menggunakan kompas, mengukur *strike and dip* dari kekar, dan bertanya beberapa hal yang dirasa perlu ke pengawas lubang atau pembimbing lapangan.

3.3.1.3 Perumusan Masalah

Perumusan masalah disusun berdasarkan permasalahan yang ditemukan pada saat observasi lapangan dilakukan.

3.3.2 Tahapan Pengumpulan Data

3.3.2.1 Data Primer

Merupakan data yang diperoleh dari hasil observasi dan pengujian laboratorium, seperti:

3.3.2.1 Dimensi lubang bukaan.

3.3.2.2 Sampel batuan untuk mengetahui sifat fisik dan mekaniknya.

Dimana pengujian sifat fisik dilakukan untuk menentukan berat isi dari batuan, sementara pengujian sifat mekanik untuk mengetahui besarnya nilai Is dan kuat tekan batuan.

3.3.2.2.1 Pengujian sifat fisik

Peralatan yang digunakan berupa neraca listrik dengan ketelitian 0,1 gram dan oven untuk pengeringan perconto.^[7]

Prosedur pengujian adalah sebagai berikut:

3.3.2.2.1.1 Timbang massa asli perconto (W_n).

3.3.2.2.1.2 Jenuhkan perconto di dalam ember, setelah 24 jam keluarkan perconto dan timbang massanya (W_w).

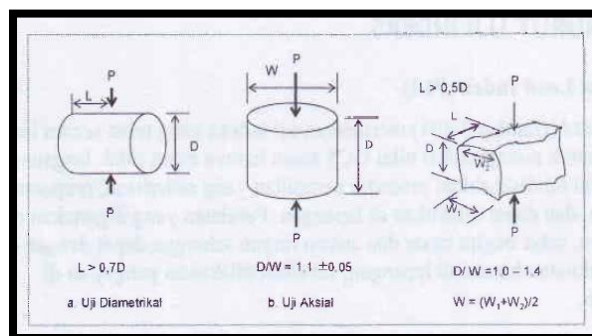
3.3.2.2.1.3 Timbang perconto dalam keadaan jenuh dan posisi tergantung di dalam air (W_s).

3.3.2.2.1.4 Kemudian perconto dikeringkan menggunakan oven selama 24 jam pada suhu 90°C dan timbang untuk mendapatkan massa kering (W_o).

3.3.2.2.1.5 Bobot isi dari perconto dapat dihitung menggunakan persamaan (4), (5), dan (6).

3.3.2.2.2 Pengujian sifat mekanik

Pengujian yang dilakukan adalah uji beban titik (*Point Load Index*) untuk mengetahui kekuatan batuan. Contoh batuan dapat berbentuk silinder atau tidak beraturan dengan aturan sebagai berikut:



Gambar 9. Syarat Contoh Uji PLI

Prosedur pengujian adalah sebagai berikut:

3.3.2.2.2.1 Ambil bongkah batuan yang akan diuji.

3.3.2.2.2.2 Tempatkan perconto diantara dua konus penekan, naikkan konus bagian bawah hingga menempel pada perconto batuan.

3.3.2.2.2.3 Jarak antara dua konus penekan pada saat itu diukur dengan jangka sorong (D).

3.3.2.2.2.4 Naikkan konus bagian bawah hingga perconto pecah dan baca besarnya beban pada alat (P).

3.3.2.2.2.5 Besarnya nilai Is dapat diketahui menggunakan persamaan.

3.3.2.3 Data *mapping* bidang diskontinu (mengukur spasi/jarak dari kekar, melihat kekasaran dari kekar, melihat isian kekar, tingkat pelapukan, dan kondisi air tanah).

3.3.2.4 Jarak kayu penyangga.

3.3.2.2 Data Sekunder

Merupakan data-data yang diperoleh dari perusahaan atau sumber lain.. Data-data ini mencakup peta WIUP, peta geologi, peta stratigrafi, dan *layout tunnel* THC 04.

3.3.3 Tahapan Pengolahan dan Analisis Data

3.3.3.1 Analisis sifat fisik dan mekanik batubara dan batuan diatasnya yang telah dilakukan di laboratorium.

3.3.3.2 Memberikan pembobotan nilai untuk parameter yang terdapat dalam klasifikasi RMR dengan 5 parameter, diantaranya nilai kuat tekan batuan, spasi bidang diskontinu, kondisi bidang diskontinu, RQD, dan kondisi air tanah dan kemudian menghitung nilai *stand up time* dan *span maximum* berdasarkan grafik dari hasil pembobotan RMR yang telah didapatkan.

3.3.3.3 Melakukan evaluasi keadaan penyanggaan yang digunakan perusahaan untuk mengetahui FK aktual dari kayu penyangga yang digunakan.

3.3.3.4 Menganalisa arah umum kekar menggunakan *software Dips*, dimana data kekar yang telah diperoleh akan diinput yang nantinya digunakan untuk mengetahui potensi baji dan nilai FK pada *tunnel*, kemudian pemodelan potensi baji pada *tunnel* THC 04 menggunakan *software Unwedge* untuk mengetahui penyangga seharusnya yang digunakan pada titik peninjauan lubang maju *tunnel* THC 04 berdasarkan analisis data yang telah dilakukan.

4 Hasil dan Pembahasan

4.1 Uji Sifat Fisik

Tabel 1. Nilai Rata-Rata Uji Sifat Fisik

No.	Parameter	Batuan	
		Siltstone	Coal
1	Bobot Isi Asli (gr/cm ³)	2,4	1,24
2	Bobot Isi Kering (gr/cm ³)	2,26	1,21
3	Bobot Isi Jenuh (gr/cm ³)	2,42	1,26
4	Berat Jenis Asli	2,7	1,27
5	Berat Jenis Semu	2,26	1,21
6	Kadar Air Asli (%)	5,79	2,61
7	Kadar Air Jenuh (%)	7,23	3,53
8	Derajat Kejenuhan (%)	79,85	75,47
9	Porositas (%)	0,16	0,04
10	Angka Pori	0,19	0,04

4.2 Uji Sifat Mekanik

Tabel 2. Nilai Rata-Rata Uji Sifat Mekanik

Batuan	Kode Sampel	Jarak Konus (D) (cm)	Beban (P) (kg)	Is (kg/cm ²)	Is (MPa)	σ _c (MPa)
Siltstone	S1	6,5	616,6	14,59	1,43	16,9
	S2	5,9	379,8	10,91	1,07	12,65
	S3	5,4	256,4	8,79	0,86	10,17
	S4	4,8	393,1	17,06	1,67	19,74
	S5	5,1	517,2	19,88	1,95	23,05
Rata-Rata				14,25	1,4	16,55
Coal	C1	5,2	60,16	2,22	0,22	2,6
	C2	5,5	14,99	0,5	0,05	0,6
	C3	4,9	58,63	2,44	0,24	2,84
	C4	5,6	146,6	4,67	0,46	5,44
	C5	4,4	250,4	12,93	1,27	15,01
Rata-Rata				22,76	0,45	5,32

4.3 Rock Quality Designation

Tabel 3. Nilai Rata-Rata RQD

Jarak		RQD (%)			RQD Rata-Rata (%)
Dari	Ke	Atap	Dinding Kanan	Dinding Kiri	
0	1	89,25	79,68	88,92	85,95
1	2	75,33	81,26	92,51	83,03
2	3	86,17	80,88	90,98	86,01
3	4	85,86	87,4	89,24	87,5
4	5	78,36	84,36	83,93	82,22
5	6	80,29	81,44	90,46	84,06
6	7	90,8	66,25	86,31	81,12
7	8	94,11	90,18	87,91	90,73
8	9	88,2	90,46	78,82	85,83
9	10	87,24	85,94	87,31	86,83
Rata-Rata		85,56	82,79	87,64	85,33

Dari hasil pengolahan data RQD yang telah dilakukan, diperoleh nilai rata-rata RQD untuk *siltstone* sebesar 85,56%, untuk pembobotan RMR diambil nilai RQD paling kecil dari lapisan *siltstone* yaitu 75,33%. Nilai 75% ini berada pada 2 *range* RQD, sehingga untuk mendapatkan nilainya perlu dilakukan interpolasi dengan cara:

$$x = 13 - \frac{90 - 75,33}{90 - 13} x (13 - 17)$$

$$x = 14$$

Dari hasil interpolasi diatas, didapatkan bobot RMR untuk lapisan *siltstone* sebesar 14. Sementara nilai rata-rata RQD untuk *coal* sebesar 85,22%, untuk pembobotan RMR diambil nilai RQD paling kecil dari lapisan *siltstone* yaitu 66,25%, sehingga diperoleh bobot sebesar 13.

4.4 Kondisi Bidang Diskontinu

Dari pengolahan dan analisis data yang telah dilakukan, dapat diketahui bahwa rata-rata *persistence siltstone* adalah 0,42 m (bobot 6) dan rata-rata *persistence coal* adalah 0,4 m (bobot 6); rata-rata lebar rongga *siltstone* adalah 160 mm (bobot 4) dan rata-rata lebar rongga *coal* adalah 150 mm (bobot 4); kekasaran dari bidang diskontinu untuk kedua batuan adalah kasar, sehingga bobot masing-masing adalah 5; kedua batuan tidak terdapat material pengisi (*none*), sehingga bobot masing-masing adalah 6; dan untuk *siltstone* tidak lapuk (bobot 6), sementara untuk *coal* sedikit lapuk (bobot 5).

Tabel 4. Kondisi Bidang Diskontinu

Kondisi bidang diskontinu					
4	Persistence (m)	0,42	6	0,4	6
	Lebar rongga (mm)	160	4	150	4
	Kekasaran	Kasar	5	Kasar	5
	Material Pengisi	None	6	None	6
	Pelapukan	Tidak lapuk	6	Sedikit lapuk	5

4.5 Kondisi Air Tanah

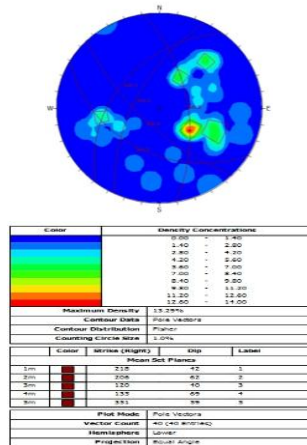
Pada penelitian ini kondisi air tanah ditentukan dengan cara mengamati atap dan dinding terowongan secara visual. Berdasarkan hasil pengamatan yang dilakukan disetiap kemajuan pada *tunnel* THC 04, dapat disimpulkan bahwa kondisi air tanah pada area penelitian digolongkan kering, sehingga untuk pembobotan RMR masing-masing mendapatkan nilai sebesar 15.

Tabel 5. Kondisi Air Tanah

5	Kondisi air tanah	Kering	15	Kering	15
---	-------------------	--------	----	--------	----

4.6 Orientasi Kekar

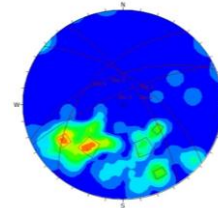
4.6.1 Atap



Gambar 10. Orientasi Kekar pada Atap

Pada gambar diatas dapat diketahui bahwa ada 5 arah umum *joint set* pada atap *tunnel* THC 04 dengan nilai *strike / dip* sebesar N218°E/42°, N206°E/62°, N120°E/40°, N135°E/69°, dan N351°E/59. Arah umum yang diperoleh dari analisis program *Dips* akan digunakan pada program *Unwedge* untuk mengetahui *possible wedge* (baji) yang memiliki yang memiliki FK < 1,5.

4.6.2 Dinding



Gambar 11. Orientasi Kekar pada Dinding

Pada gambar diatas dapat diketahui bahwa ada 5 arah umum *joint set* pada dinding *tunnel* THC 04 dengan nilai *strike / dip* sebesar N308°E/59°, N326°E/68°, N245°E/76°, N220°E/47°, dan N248°E/55°. Arah umum yang diperoleh dari analisis program *Dips* akan digunakan pada program *Unwedge* untuk mengetahui *possible wedge* (baji) yang memiliki FK < 1,5.

4.7 Pembobotan RMR

Tabel 6. Kelas Massa Batuan

No.	Parameter	Siltstone		Coal	
		Nilai	Bobot	Nilai	Bobot
1	Point Load Index (MPa)	1,4	4	0,45	2
2	RQD (%)	75,33	14	66,25	13
3	Spasi bidang diskontinu (m)	0,16	8	0,16	8
4	Kondisi bidang diskontinu				
	Persistence (m)	0,42	6	0,4	6
	Lebar rongga (mm)	160	4	150	4
	Kekasaran	Kasar	5	Kasar	5
	Material Pengisi	None	6	None	6
	Pelapukan	Tidak lapuk	6	Sedikit lapuk	5
5	Kondisi air tanah	Kering	15	Kering	15
6	Orientasi bidang diskontinu	Tidak menguntungkan	-10	Tidak menguntungkan	-10
Bobot total		58		54	
Kelas massa batuan		III		III	
Deskripsi massa batuan		Fair rock		Fair rock	
Nilai GSI (RMR-5)		53		49	

Berdasarkan pembobotan menurut parameter RMR (Bieniawski, 1989), maka dapat disimpulkan bahwa pada *tunnel* THC 04 untuk lapisan *siltstone* memiliki bobot 58 dan tergolong kedalam batuan kelas III (*fair rock*), sedangkan lapisan *coal* memiliki bobot 54 dan tergolong kedalam batuan kelas III (*fair rock*).

4.8 Potensi Runtuh Menggunakan Software Roclab dan Unwedge

4.8.1 Software Roclab

4.8.1.1 Data Input Software Roclab

Tabel 7. Data Input Software Roclab

No.	Data Input	Siltstone	Coal
1	sigci (MPa)	16,55	5,32
2	GSI	53	49
3	Mi	7	6
4	D	0	0
5	Unit weight (MN/m ³)	0,02354	0,01216
6	Tunnel depth (m)	125	125

4.8.1.2 Data Output Software Roclab

Tabel 8. Data Output Software Roclab

Siltstone	Coal
Hoek Brown Classification sigci 16.55 MPa GSI 53 mi 7 D 0	Hoek Brown Classification sigci 5.32 MPa GSI 49 mi 6 D 0
Hoek Brown Criterion mb 1.8664 s 0.00539533 a 0.504656	Hoek Brown Criterion mb 0.970767 s 0.00345938 a 0.506143
Failure Envelope Range Application Tunnels sig3max 1.38684 MPa Unit Weight 0.02354 MN/m ³ Tunnel Depth 125 m	Failure Envelope Range Application Tunnels sig3max 0.682755 MPa Unit Weight 0.01216 MN/m ³ Tunnel Depth 125 m
Mohr-Coulomb Fit c 0.441141 MPa phi 40.4597 degrees	Mohr-Coulomb Fit c 0.14996 MPa phi 31.244 degrees
Rock Mass Parameters sigtc -0.0478421 MPa sigcm 3.08259 MPa Em 11920.3 MPa	Rock Mass Parameters sigtc -0.0189581 MPa sigcm 0.302198 MPa Em 8598.8 MPa

Dari tabel diatas dapat diketahui bahwa *siltstone* memiliki nilai kohesi sebesar 0,44 MPa dengan sudut geser dalam sebesar 40,46°, sedangkan *coal* memiliki nilai kohesi sebesar 0,15 MPa dengan sudut geser dalam sebesar 31,24°.

4.8.2 Software Unwedge

4.8.2.1 Data Input Software Unwedge

4.8.2.1.1 Siltstone

Tabel 9. Parameter Input Software Unwedge untuk Siltstone

No.	Data Input	Keterangan
1	Tipe penampang terowongan	Trapeسيوم
2	Dimensi terowongan	3 m x 2,75 m x 2,75 m
3	Kemiringan terowongan	12°
4	Panjang total terowongan	180 m
5	Kedalaman terowongan	125 m
6	Bobot isi (γ)	2,4 ton/m ³
7	Kohesi (c)	0,44 MPa
8	Sudut geser dalam (Φ)	40,46°

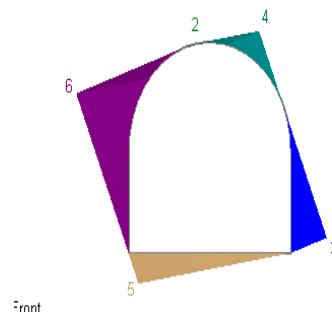
4.8.2.1.2 Coal

Tabel 10. Parameter Input Software Unwedge untuk Coal

No.	Data Input	Keterangan
1	Tipe penampang terowongan	Trapeسيوم
2	Dimensi terowongan	3 m x 2,75 m x 2,75 m
3	Kemiringan terowongan	12°
4	Panjang total terowongan	180 m
5	Kedalaman terowongan	125 m
6	Bobot isi (γ)	1,24 ton/m ³
7	Kohesi (c)	0,15 MPa
8	Sudut geser dalam (Φ)	31,24°

4.8.2.2 Data Output Software Unwedge

4.8.2.2.1 Siltstone

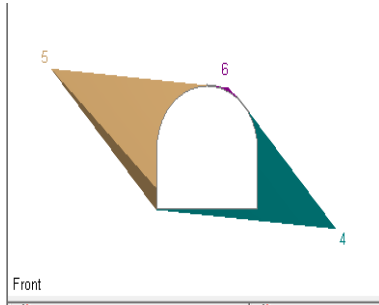


Gambar 12. Tampak Depan

Tabel 11. Parameter *Output Software Unwedge* untuk *Siltstone*

No	Lokasi	FS	Volume (m ³)	Weight (ton)
1	Lower right wedge	Stable	0,464	1,114
2	Roof wedge	15,116	0,175	0,420
3	Floor wedge	3,782	1,127	2,705
4	Upper left wedge	1,260	2,086	5,006

4.8.2.2.2 Coal



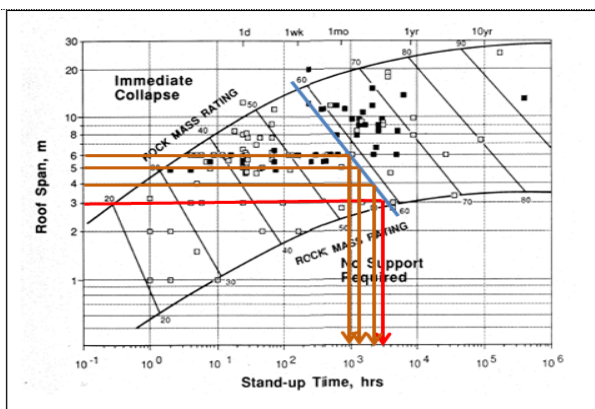
Gambar 13. Tampak Depan

Tabel 12. Parameter *Output Software Unwedge* untuk *Coal*

No	Lokasi	FS	Volume (m ³)	Weight (ton)
1	Lower right wedge	Stable	1,196	1,483
2	Upper left wedge	0,984	2,972	3,686
3	Roof wedge	7,023	0,001	0,001

4.9 Span Maximum dan Stand Up Time

4.9.1 Siltstone



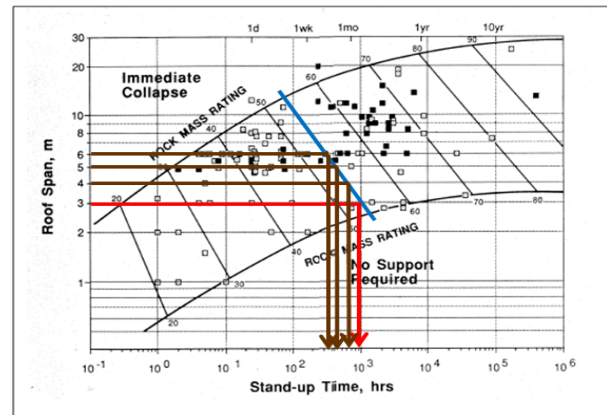
Gambar 14. Penentuan Nilai *Span Maximum* dan *Stand Up Time* untuk *Siltstone*

Tabel 13. *Span Maximum* dan *Stand Up Time* untuk *Siltstone*

RMR	<i>Span Maximum</i> (m)	<i>Stand Up Time</i>	
		Hours	Days
58	3	3000	125
	4	2000	83
	5	1300	54
	6	900	37

Berdasarkan **Tabel 35** diatas, maka nilai *span maximum* dan *stand up time* dari *siltstone* adalah 3 m dan 125 hari. Nilai ini diambil dari lebar lubang bukaan yang telah ada, yaitu 3 m.

4.9.2 Coal



Gambar 15. Penentuan Nilai *Span Maximum* dan *Stand Up Time* untuk *Coal*

Tabel 14. *Span Maximum* dan *Stand Up Time* untuk *Coal*

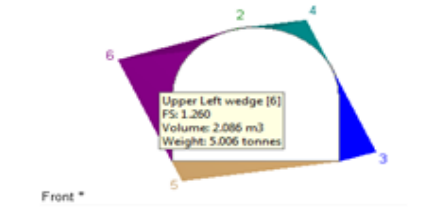
RMR	<i>Span Maximum</i> (m)	<i>Stand Up Time</i>	
		Hours	Days
54	3	900	37
	4	650	27
	5	450	18
	6	250	10

Berdasarkan **Tabel 36** diatas, maka nilai *span maximum* dan *stand up time* dari *siltstone* adalah 3 m dan 37 hari dan 12 jam. Nilai ini diambil dari lebar lubang bukaan yang telah ada, yaitu 3 m.

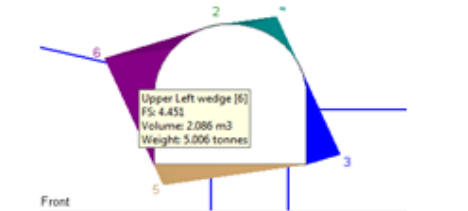
4.10 Ground Support Recommendation

Tabel 15. *Ground Support Recommendation* Berdasarkan Nilai RMR

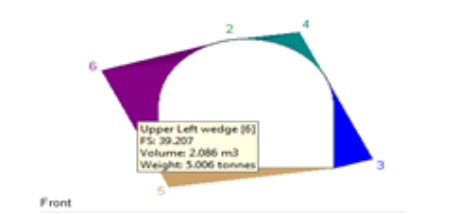
Nilai RMR	Keterangan
<i>Siltstone</i> = 58 <i>Coal</i> = 54	<ul style="list-style-type: none"> ➤ Kelas batuan : kelas III. ➤ Metode penggalan : <i>top heading and bench</i> 1.5 - 3 m kemajuan pada <i>top heading</i>, penyangga setelah peledakan. Penyanggaan penuh 10 m dari <i>face</i> ➤ Baut Batuan (diameter 20 mm, <i>fully grouted</i>) : baut batuan panjang 4 m, spasi 1.5 - 2 m pada dinding dan atap, serta pemasangan <i>wiremesh</i> ➤ Beton tembak : 50 - 100 mm pada atap dan 30 mm pada dinding ➤ <i>Stell set</i> : tidak dibutuhkan



Gambar 47. Siltstone Sebelum Dipasang Penyangga

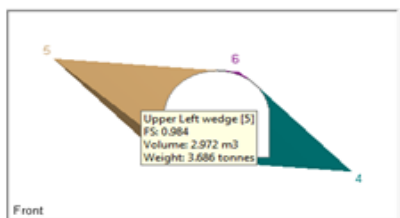


Gambar 48. Siltstone Setelah Dipasang Penyangga Rockbolt

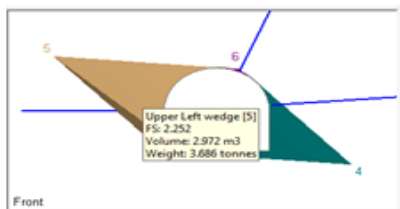


Gambar 49. Siltstone Setelah Dipasang Penyangga Shotcrete

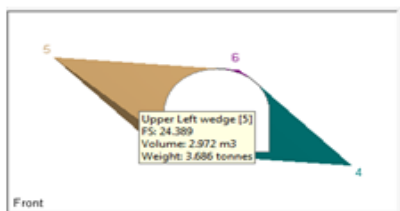
Pada gambar diatas, dapat dilihat bahwa terjadi kenaikan nilai FK pada lapisan *siltstone* sebelum dan sesudah dipasang penyangga, dimana FK sebelum dipasang penyangga adalah 1,260. Dengan pemasangan *rockbolt* nilai FK menjadi 4,451 dan dengan pemasangan *shotcrete* nilai FK menjadi 39,207.



Gambar 19. Coal Sebelum Dipasang Penyangga



Gambar 20. Coal Setelah Dipasang Penyangga Rockbolt



Gambar 21. Coal Setelah Dipasang Penyangga Shotcrete

Pada gambar diatas, dapat dilihat bahwa terjadi kenaikan nilai FK pada lapisan *coal* sebelum dan sesudah dipasang penyangga, dimana FK sebelum

dipasang penyangga adalah 0,984. Dengan pemasangan *rockbolt* nilai FK menjadi 2,252 dan dengan pemasangan *shotcrete* nilai FK menjadi 24,389.

4.11 Tegangan pada Lubang Buka

4.11.1 Tegangan Vertikal

Bobot isi siltstone = 2,4 ton/m³
 Lebar terowongan = 3 meter
 RMR siltstone = 58

$$H_p = \frac{100 - RMR}{100} \times B$$

$$H_p = \frac{100 - 58}{100} \times 3 \text{ m}$$

$$H_p = 0,42 \times 3 \text{ m}$$

$$H_p = 1,26 \text{ m}$$

$$\sigma_v = H_p \times \gamma$$

$$\sigma_v = 2,4 \text{ ton/m}^3 \times 1,26 \text{ m}$$

$$\sigma_v = 3,02 \text{ ton/m}^2$$

4.11.2 Tegangan Horizontal

Tegangan vertikal = 3,02 ton/m²
 Kedalaman penggalian = 125 meter
 E_h = 10

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

$$k = 0,25 + 0,7(10)(0,001 + \frac{1}{125})$$

$$k = 0,25 + 0,63$$

$$k = 0,88$$

$$\sigma_h = k \times \sigma_v$$

$$\sigma_h = 0,88 \times 3,024 \text{ ton/m}^2$$

$$\sigma_h = 2,66 \text{ ton/m}^2$$

4.12 Keadaan Kayu Penyangga

4.12.1 Tegangan pada Cap

Bobot isi (γ) = 2,4 ton/m³
 H_p = 1,26 meter
 Jarak penyangga (a) = 1,45 meter
 Panjang cap (L_b) = 2,75 meter
 Diameter cap (d_b) = 0,20 meter
 Bobot isi siltstone = 2,4 ton/m³
 Lebar terowongan = 3 meter
 RMR siltstone = 58

- 1) Perhitungan Tekanan pada Kayu Penyangga

$$\sigma_t = \gamma \cdot h$$

$$\sigma_t = 2,4 \text{ ton/m}^3 \times 1,26 \text{ m}$$

$$\sigma_t = 3,02 \text{ ton/m}^2$$
- 2) Perhitungan Beban Seragam

$$q_t = \sigma_t \cdot a$$

$$q_t = 3,02 \text{ ton/m}^2 \times 1,45 \text{ m}$$

$$q_t = 4,38 \text{ ton/m}$$
- 3) Perhitungan Momen Pelengkungan Maksimum

$$M_{max} = 0,125 q_t \cdot L_b^2$$

$$M_{max} = 0,125 \times 4,38 \text{ ton/m} \times (2,75 \text{ m})^2$$

$$M_{max} = 4,14 \text{ ton meter}$$
- 4) Perhitungan Modulus Tampang

$$W = 0,098 d_b^3$$

$$W = 0,098 \times (0,2 \text{ m})^3$$

$$W = 0,000784 \text{ m}^3$$
- 5) Perhitungan Tegangan Pelengkungan pada Cap

$$\sigma_b = \frac{M_{max}}{W}$$

$$\sigma_b = \frac{4,14 \text{ ton meter}}{0,000784 \text{ m}^3}$$

$$\sigma_b = 5.280,6 \text{ ton/m}^2 \text{ atau } 528,6 \text{ kg/cm}^2$$

4.12.2 Tegangan pada Side Post

Bobot isi (γ) = 2,4 ton/m³
 H_p = 1,23 meter
 Jarak penyangga (a) = 1,45 meter
 Panjang cap (L_b) = 2,75 meter
 Diameter cap (d_b) = 0,20 meter

1) Perhitungan Angka Penekukan

Merujuk ke persamaan (34), maka:

$$\lambda = 4 \times \frac{L_c}{d_b}$$

$$\lambda = 4 \times \frac{2,75 \text{ meter}}{0,23 \text{ meter}}$$

$$\lambda = 47,83$$

λ	k _p									
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	1	1,01	1,01	1,02	1,03	1,03	1,04	1,05	1,06	1,06
10	1,07	1,08	1,09	1,09	1,10	1,11	1,12	1,13	1,14	1,15
20	1,15	1,16	1,17	1,18	1,19	1,20	1,21	1,23	1,23	1,24
30	1,25	1,26	1,27	1,29	1,29	1,30	1,32	1,33	1,34	1,35
40	1,36	1,38	1,39	1,40	1,42	1,43	1,44	1,46	1,47	1,49

$$\omega = 1,46$$

Pada perhitungan diatas, nilai tegangan yang diambil adalah yang bernilai paling besar, yaitu 170,19 kg/cm². Nilai positif atau negatif hanyalah merupakan tanda dari arah tegangan yang diterima oleh kayu dan tidak berlaku dengan nilai tegangannya.

4.12.3 Kekuatan Kayu

4.12.3.1 Kekuatan Lengkung Kayu

Berat jenis kayu = 0,51
 Range berat jenis kayu = 0,60-0,40
 Range kekuatan lengkung kayu = 725-500 kg/cm²
 $x = 0,60 - 0,51 = 0,09$
 $y = 0,51 - 0,40 = 0,11$
 $z = x + y = 0,2$

$$\sigma_{sf1} = 725 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} - \frac{x}{z} \times m$$

$$\sigma_{sf1} = 725 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} - \frac{0,09}{0,2} \times 225 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf1} = 725 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} - 101,25 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf1} = 623,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf2} = 500 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} + \frac{y}{z} \times m$$

$$\sigma_{sf2} = 500 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} + \frac{0,11}{0,2} \times 225 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf2} = 500 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} + 123,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf2} = 623,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

4.12.3.2 Kekuatan Tekan Kayu

Diketahui:

Berat jenis kayu = 0,51
 Range berat jenis kayu = 0,60-0,40
 Range kekuatan tekan kayu = 425-300 kg/cm²
 $x = 0,60 - 0,51 = 0,09$
 $y = 0,51 - 0,40 = 0,11$
 $z = x + y = 0,2$

$$\sigma_{sf1} = 425 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} - \frac{x}{z} \times m$$

$$\sigma_{sf1} = 425 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} - \frac{0,09}{0,2} \times 125 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf1} = 425 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} - 56,25 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf1} = 368,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf2} = 300 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} + \frac{y}{z} \times m$$

$$\sigma_{sf2} = 300 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} + \frac{0,11}{0,2} \times 125 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf2} = 300 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} + 68,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

$$\sigma_{sf2} = 368,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}$$

4.12.4 Faktor Keamanan Kayu

4.12.4.1 Faktor Keamanan Cap

$$FK = \frac{\sigma_{sf}}{\sigma_b}$$

$$FK = \frac{623,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}}{528,06 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}}$$

$$FK = 1,18$$

Nilai FK pada cap dikategorikan tidak aman karena bernilai kecil dari 1,5 (Keputusan Menteri Energi dan Sumber Daya Mineral Republik Indonesia Nomor 1827 K/30/MEM/2018). Untuk memperkecil nilai tegangan *bending* pada penyangga, ada 2 alternatif yang dapat digunakan, yaitu menggunakan kayu dengan diameter yang lebih besar atau memperkecil jarak kayu penyangga.

4.12.4.2 Faktor Keamanan Side Post

$$FK = \frac{\sigma_{sf}}{\sigma_n + \sigma_b}$$

$$FK = \frac{368,75 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}}{170,19 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2}}$$

$$FK = 2,17$$

Nilai FK pada *side post* dikategorikan aman karena bernilai besar dari 1,5 (Keputusan Menteri Energi dan Sumber Daya Mineral Republik Indonesia Nomor 1827 K/30/MEM/2018).

4.12.5 Rekomendasi pada Cap

4.12.5.1 Ukuran Kayu

No	M _{max} (tm)	d _b (m)	W (m ³)	σ _b (kg/cm ²)	σ _{sf} (kg/cm ²)	FK
1	4,14	0,2	0,000784	528,06	623,75	1,18
2	4,14	0,21	0,000908	455,95	623,75	1,37
3	4,14	0,22	0,001044	396,55	623,75	1,57
4	4,14	0,23	0,001192	347,32	623,75	1,80
5	4,14	0,24	0,001355	305,54	623,75	2,04

Dari tabel di atas, dapat dilihat bahwa semakin besar diameter dari kayu yang digunakan maka semakin tinggi pula faktor keamanan dari penyangga. Untuk mencapai faktor keamanan 1,5 diperlukan kayu dengan diameter minimal 22 cm, sehingga nilai dari beban yang diterima oleh penyangga pada cap menjadi lebih kecil yaitu dari 528,06 kg/cm² menjadi 396,55 kg/cm². Begitu juga dengan nilai FK, dari yang awalnya 1,18 menjadi 1,57. Nilai dari FK ini dinyatakan aman, karena nilai FK > 1,5 (Keputusan Menteri Energi dan Sumber Daya Mineral Republik Indonesia Nomor 1827 K/30/MEM/2018).

4.12.5.2 Jarak Penyangga

Faktor keamanan kayu juga dipengaruhi oleh jarak antar kayu penyangga yang dipasang, semakin jauh jaraknya, semakin kecil pula nilai FK yang ditimbulkan, dan begitu pun sebaliknya, semakin dekat jaraknya, semakin besar nilai FK yang ditimbulkan.

Pada pengolahan data yang telah dilakukan, jarak penyangganya adalah 1,45 m. Dengan jarak tersebut didapatkan FK pada bagian *cap* sebesar 1,18. Untuk mendapatkan $FK \geq 1,5$, maka jarak penyangga yang harus digunakan maksimal 1,15 m.

5 Kesimpulan dan Saran

5.1 Kesimpulan

Berdasarkan analisis data dan pembahasan yang telah dilakukan, maka didapatkan beberapa kesimpulan dari penelitian, diantaranya:

- 5.1.1 Berdasarkan uji laboratorium yang telah dilakukan, maka didapatkan nilai sifat fisik yaitu bobot isi asli untuk *siltstone* dan *coal* masing-masing sebesar 2,4 gr/cm^3 dan 1,24 gr/cm^3 , sedangkan untuk nilai *index strength siltstone* dan *coal* masing-masing sebesar 1,4 MPa dan 0,45 MPa.
- 5.1.2 Berdasarkan pembobotan klasifikasi RMR yang telah dilakukan, diketahui bahwa kelas massa batuan untuk *siltstone* dan *coal* berada pada kelas III (*fair rock*) dengan nilai RMR masing-masing sebesar 58 dan 54. Setelah *plotting* ke dalam grafik hubungan antara *span maximum* dan *stand up time*, untuk *siltstone* dengan nilai RMR 58, maka nilai *span maximum* adalah 3 meter dan *stand up time* adalah 3500 jam atau 125 hari, sedangkan *coal* dengan nilai RMR 54, maka nilai *span maximum* adalah 3 meter dan *stand up time* adalah 900 jam atau 37 hari dan 12 jam.
- 5.1.3 Berdasarkan perhitungan yang telah dilakukan, pada bagian *cap* didapatkan nilai FK 1,18, dimana belum memenuhi kriteria faktor keamanan 1,5, sedangkan pada bagian *side post* didapatkan nilai FK 2,17.
- 5.1.4 Berdasarkan pengolahan yang telah dilakukan untuk mengetahui penyangga yang aman dipasang pada lubang maju *tunnel* THC 04, didapatkan:
 - 5.1.4.1 Pemasangan *rockbolt*
Dengan menggunakan metode *ground support (rockbolt)*, diketahui terjadi kenaikan nilai FK dari 0,984 menjadi 2,252.
 - 5.1.4.2 Pemasangan *shotcrete*
Dengan menggunakan metode *ground support (shotcrete)*, diketahui terjadi kenaikan nilai FK dari 0,984 menjadi 24,389.
 - 5.1.4.3 Penyangga kayu
Dari hasil perhitungan yang telah dilakukan, diketahui bahwa FK pada bagian *cap* didapatkan nilai FK 1,18, dimana belum memenuhi kriteria faktor keamanan 1,5. Sehingga perlu dilakukan perubahan nilai-nilai yang dapat memaksimalkan kinerja kayu penyangga, salah satunya dengan memperbesar nilai diameter kayu yang digunakan pada *cap* dari 20 cm menjadi 22 cm. Dengan menggunakan diameter kayu 22 cm pada *cap*, didapatkan nilai FK yang mengalami kenaikan dari 1,18 menjadi 1,57,

sehingga penyangga *cap* pada *tunnel* THC 04 sudah memenuhi kriteria aman $FK > 1,5$ (Keputusan Menteri Energi dan Sumber Daya Mineral Republik Indonesia Nomor 1827 K/30/MEM/2018).

5.2 Saran

- 5.2.1 Penelitian ini bisa dijadikan referensi bagi perusahaan dalam merancang sistem penyangga kayu pada tambang bawah tanah.
- 5.2.2 Perlu dilakukannya pengukuran tegangan *insitu* secara langsung dilapangan, mengingat kondisi setiap perlapisan pada tambang batubara bawah tanah yang bersifat tidak menerus karena adanya struktur patahan, lipatan, dan kekar.

Daftar Pustaka

- [1] R., Stefanko. *Coal Mining Technology*. New York: Society of Mining Engineers of The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers (1983).
- [2] E. Ambarini. *Sistem Stabilitas Lubang Bukaan Pengembangan Dengan Menggunakan Baut Batuan (Rockbolt) dan Beton Tembak (Shotcrete) di Blok Cikoneng PT Cibaliung Sumberdaya, Kab. Pandeglang, Prov. Banten*. Jurnal penelitian **6.2**. Bandung: UNISBA (2015).
- [3] Ardinal. *Metode Tambang Bawah Tanah Menggunakan Penyangga*. Jurnal Penelitian **2.7**. Jambi: Universitas Jambi (2016).
- [4] K. Dhatu, Heri Syaeful, dan Mirna Berliana Garwan. *Evaluasi Massa Batuan Terowongan Eksplorasi Uranium Eko-Remaja, Kalan, Kalimantan Barat*. Jurnal Penelitian **37.2**. Pusat Teknologi Bahan Galian Nuklir. Pontianak: Badan Tenaga Nuklir Nasional (2016).
- [5] Bieniawski, Z.T. *Rock Mass Clasifications in Rock Engineering.*, Proceeding Symposium on Exploration for Rock Engineering, Ed. Z.T. Bieniawski, A.A. Balkema, Rotterdam, p.97106.(1976).
- [6] Yusuf, A. Muri. *Metode Penelitian Kuantitatif, Kualitatif & Penelitian Gabungan*. Perpustakaan Nasional: Katalog Dalam Terbitan (KDT). Jakarta. (2017).
- [7] Anonim. *Panduan Praktikum Mekanika Batuan*. Padang: Universitas Negeri Padang. (2017).