

1. Rancangan Geometri Lereng Penambangan Nikel Laterit pada Pit Bravo Romeo 2 PT Sulawesi Cahaya Mineral, Sulawesi Tenggara ... **R. Hariyanto, Mahardika Damar Kunjana, Peter Eka Rosadi**
2. Analisis Fuel Consumption Alat Angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar Cat 777E pada Pengangkutan Lapisan Tanah Penutup di Pit Roto Tengah PT Kideco Jaya Agung Kalimantan Timur ... **Danang Priambodo, Edy Nursanto, Dwi Poetranto**
3. The Wave Effect Analysys Caused by Blasting Toward Highwall Slope Stability at Coal Mining, Pit 3000 Block 05 Sb 1, Pt. Trubaindo Coal Mining, Kutai Western District, East Kalimantan Province ... **Guntur Suryo Putro, Bambang Wisaksono, S Koesnaryo**
4. Kajian Teknis Unit Peremuk Batu Andesit untuk Memenuhi Target Produksi dan Fraksi -30+20 Mm Di Pt. Amir Hajar Kilsil Kec. Pamotan, Kab. Rembang Provinsi Jawa Tengah...**Sudaryanto, Gunawan Nusanto, Satria Mukhlis**
5. Rancangan Teknis Penambangan Batubara Di Pit IV PT CMSB Kecamatan Tering Kabupaten Kutai Barat Kalimantan Timur...**Hartono, Abdul Rauf, Rezki Rahmawan**
6. Rancangan Geometri Lubang Ledak Top Air Deck ... **Arfani Kurniawan, Barlian Dwi Nagara, Nur Ali Amri**
7. Pengaruh Metoda Peggalian NATM Terhadap Kestabilan Terowongan Ganda Cismudawu Di Kabupaten Sumedang Provinsi Jawa Barat ... **Singgih Saptano, Indun Titisariwati, Dika Pandu Atmaja**
8. Estimasi Perhitungan Sumberdaya Batu Andesit dengan Menggunakan Metode Geolistrik Resistivity 2D di Desa Banyuasinspare Kecamatan Loano, Kabupaten Purworejo, Jawa Tengah ...**Winda, Wawong Dwi Ratminah, Heru Suharyadi**
9. Kajian Teknis Produksi Alat Muat Dan Alat Angkut Untuk Memenuhi Target Produksi Batubara Di Site KBB Sarolangun, PT. Caritas Energi Indonesia, Kabupaten Sarolangun, Provinsi Jambi ... **Anton Sudiyanto, Ketut Gunawan, Sherly Aprilia**
10. Kajian Hidrogeologi Dan Penentuan Metode Penyaliran Pada Lubang Buka Bekas Penambangan Bijih Mangan Di Kliripan, Desa Hargorejo, Kecamatan Kokap Kabupaten Kulonprogo ... **Suyono, Halimah Tusak Diah, Priyo Widodo, Hartono**
11. *Overview* Metode Gumbel dan Metode Thomas Fiering Dalam Sistem Penyaliran Tambang ... **Tedy Agung Cahyadi, Deka Citra Dinata**
12. Kajian Teknis Kebutuhan Alat Muat dan Alat Angkut Untuk Memenuhi Target Produksi Ore dan Waste Pada Bulan Mei-Desember 2018 di PT Sago Prima Pratama J-Resources Sebuku Nunukan Kalimantan Utara ... **Bagus Wiyono, Indah Setyowati, Muhammad Fadhil Goldi**
13. Kajian Teknis Produksi Alat Gali Muat Volvo EC 480DL dan Alat Angkut DT CWE Quester 28064R Bulan September 2018 di Operasi Penambangan Batubara 4 Satker Penbara Blok Timur PT. Bukit Asam Tbk Kabupaten Muara Enim Provinsi Sumatera Selatan ... **Kresno, Faizal Agnetto, Sudaryanto**
14. Kajian Teknis Sistem Penyaliran Tambang Batubara Pada Pit C2 di PT. Sapta Indra Sejati Jobsite Samarata PT. Berau Coal Kabupaten Berau Provinsi Kalimantan Timur ... **Hasywir Thaib Siri, Moh. Ilham Saputro, Waterman Sulistyana**
15. Estimasi Sumberdaya Batu Andesit Dengan Metode Cross Section di PT. Harmak Indonesia Dusun Clapar 3, Hargowilis, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Daerah Istimewa Yogyakarta ... **Eddy Winarno, Arif Kurniawan, Suyono**
16. Analisis *Working Geometry Front Overburden* Terhadap *Cycle Time Backhoe* di Pit D2PT Sapta Indra Sejati Jobsite Binnungan, Berau, Kalimantan Timur ... **Prio Widodo, Mega Dwi Aprilia, Rika Ernawati**
17. Kajian Teknis Metode Double Decking pada Kedalaman Lubang Bor 8 m untuk Mengurangi Isian Bahan Peledak per Delay Peledakan dengan Batasan PPV 3 mm/s di Tambang Batubara PT Kaltim Prima Coal ... **Barlian Dwinagara, Indun Titisariwati, Zukhrufa Awalia Rahma**
18. Kajian Teknis Keselamatan dan Kesehatan Kerja pada Area Pengolahan Hasil Penambangan Batugamping PT Sugih Alamanugroho Kecamatan Ponjong Kabupaten Gunung Kidul Daerah Istimewa Yogyakarta ... **Dyah Probawati, Michael Adicaksono Bramantio**
19. Analisis Nilai Rimpull dan Load Factor terhadap Produksi Dump Truck CAT 793C pada Pit Tembaga Phase 6 Batu Hijau PT Newmont Nusa Tenggara ... **Inmarlinianto, Winda, Goldy Putra U. S.**
20. Analisis Interaksi Double Tunnel dengan Finite Element Method: Pengaruh Posisi Terowongan dan Tahapan Peggalian di Terowongan Cismudawu ... **M. Rahman Yulianto, Singgih Saptano, Sudaryanto**
21. Analisis Kelayakan dan Kepekaan Ekonomi pada Penambangan Bijih Nikel di Tambang Pomalaa PT Antam Tbk. UBPN SULTRA, Kabupaten Kolaka, Provinsi Sulawesi Tenggara ... **Wawong D.R., Peter E.R., Cahyo T.L.**
22. Model Pengolahan Bijih Emas Menggunakan Metode Heap Leaching Dari Sample Urat Urat Emas di Desa Kertajaya Kecamatan Simpenan Kabupaten Sukabumi Provinsi Jawa Barat ... **Nurkhamim, Arrina Khanifa, Andrawina, Deta Hibatul Wafi**
23. Estimasi Sumberdaya Tanah Urug Menggunakan Metode Kontur di Iup Tanah Urug Ngadimin, Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, DIY ... **Hananto Dwi Kurniawan, Abdul Rauf, Inmarlinianto**
24. Kajian Teknis Unit Peremuk Batu Andesit untuk Memenuhi Kebutuhan Agregat di PT SCD Readymix, Desa Wirokerten, Kec. Banguntapan, Kab. Bantul... **Untung Sukamto, Satria Legowo, Oki Trinugroho**



JURNAL

Teknologi Pertambangan

Berdasarkan Surat Tugas Dekan Nomor : 156-0/UN62/ST.FTM/XI/2015

1. **PENANGGUNG JAWAB** : KETUA JURUSAN TEKNIK PERTAMBANGAN

2. **PENGURUS**

- : Ketua : Ir. Hasywir Thaib Siri, MSc.
- Sekretaris : Heru Suharyadi, ST
- Bendahara : Dra. Indun Titisariwati, MT
- Anggota : a. Ir. R. Hariyanto, MT
- b. Ratiwi
- c. Jaka Kustama

3. **DEWAN REDAKSI**

- : a. Prof. Ir. D. Haryanto, M.Sc. Ph.D.
- b. Prof. Dr. Budi Sulistyanto, M.Sc.
- c. Dr. rer. Nat. Arifudin Idrus, MT.
- d. Dr. Ir. Singgih Saptono, MT.
- e. Dr. Ir. Waterman Sulistyana B., MT.
- f. Dr. Ir. Barlian Dwinagara, MT.
- g. Dr. Ir. Eddy Winarno, S.Si, MT.
- h. Dr. Edy Nursanto, ST, MT.
- i. Ir. Indah Setyowati, MT.
- j. Ir. Anton Sudyanto, MT.
- k. Ir. Kresno, M.Sc, MM.
- l. Ir. Suyono, MS.

KATA PENGANTAR

Puji syukur dipanjatkan ke hadirat Allah SWT, Tuhan Maha Esa atas semua nikmat dan karunia-Nya sehingga **Jurnal Teknologi Pertambangan** Volume. 5 Nomor.1 Periode Maret - Agustus 2019, ini dapat terbit tepat waktu. Tidak lupa pula diucapkan terima kasih yang tulus kepada semua pihak yang membantu penerbitan Jurnal ini.

Jurnal Teknologi Pertambangan terbit setahun dua kali, dimana pada volume ini dapat dipublikasikan 24 judul makalah dengan 227 halaman. Jurnal ini merupakan media untuk menuangkan ide, gagasan, hasil penelitian maupun sebagai sumber pengetahuan bagi pemerhati atau peminat, baik kalangan praktisi, dosen, peneliti maupun mahasiswa sebagai wadah menambah wawasan dan pengetahuan pertambangan.

Jika masih terdapat kurang-sempurnaan maupun kekeliruan, kami mohon maaf dan masukannya. Akhir kata, semoga jurnal ini bermanfaat bagi para peminat/pemerhati.

Yogyakarta, Juni 2019

Dewan Redaksi

JURNAL

Teknologi Pertambangan

DAFTAR ISI

1. Rancangan Geometri Lereng Penambangan Nikel Laterit pada Pit Bravo Romeo 2 PT Sulawesi Cahaya Mineral, Sulawesi Tenggara ... **R. Hariyanto, Mahardika Damar Kunjana, Peter Eka Rosadi** (1-9)
2. Analisis Fuel Consumption Alat Angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar Cat 777E pada Pengangkutan Lapisan Tanah Penutup di Pit Roto Tengah PT Kideco Jaya Agung Kalimantan Timur ... **Danang Priambodo, Edy Nursanto, Dwi Poetranto** (10-22)
3. The Wave Effect Analysys Caused by Blasting Toward Highwall Slope Stability at Coal Mining, Pit 3000 Block 05 Sb 1, Pt. Trubaindo Coal Mining, Kutai Western District, East Kalimantan Province ... **Guntur Suryo Putro, Bambang Wisaksono, S Koesnaryo** (23-28)
4. Kajian Teknis Unit Peremuk Batu Andesit untuk Memenuhi Target Produksi dan Fraksi - 30+20 Mm Di Pt. Amir Hajar Kilsu Kec. Pamotan, Kab. Rembang Provinsi Jawa Tengah...**Sudaryanto, Gunawan Nusanto, Satria Mukhlis** (29-38)
5. Rancangan Teknis Penambangan Batubara Di Pit IV PT CMSB Kecamatan Tering Kabupaten Kutai Barat Kalimantan Timur...**Hartono, Abdul Rauf, Rezki Rahmawan**..... (39-46)
6. **Rancangan Geometri Lubang Ledak Top Air Deck ... Arfani Kurniawan, Barlian Dwi Nagara, Nur Ali Amri**..... (47-50)
7. Pengaruh Metoda Peggalian NATM Terhadap Kestabilan Terowongan Ganda Cisumdawu Di Kabupaten Sumedang Provinsi Jawa Barat ... **Singgih Saptono, Indun Titisariwati, Dika Pandu Atmaja**..... (51-64)
8. Estimasi Perhitungan Sumberdaya Batu Andesit dengan Menggunakan Metode Geolistrik Resistivity 2D di Desa Banyuasinspare Kecamatan Loano, Kabupaten Purworejo, Jawa Tengah **Winda, Wawong Dwi Ratminah, Heru Suharyadi** (65-74)
9. Kajian Teknis Produksi Alat Muat Dan Alat Angkut Untuk Memenuhi Target Produksi Batubara Di Site KBB Sarolangun, PT. Caritas Energi Indonesia, Kabupaten Sarolangun, Provinsi Jambi **Anton Sudyanto, Ketut Gunawan, Sherly Aprilia**..... (75-85)
10. Kajian Hidrogeologi Dan Penentuan Metode Penyaliran Pada Lubang Buka Bekas Penambangan Bijih Mangan Di Kliripan, Desa Hargorejo, Kecamatan Kokap Kabupaten Kulonprogo ... **Suyono, Halimah Tusak Diah, Priyo Widodo, Hartono**..... (86-92)
11. *Overview* Metode Gumbel dan Metode Thomas Fiering Dalam Sistem Penyaliran Tambang **Tedy Agung Cahyadi, Deka Citra Dinata**..... (93-97)
12. Kajian Teknis Kebutuhan Alat Muat dan Alat Angkut Untuk Memenuhi Target Produksi Ore dan Waste Pada Bulan Mei-Desember 2018 di PT Sago Prima Pratama J-Resources Sebuku Nunukan Kalimantan Utara **Bagus Wiyono, Indah Setyowati, Muhammad Fadhil Goldi** (98-107)
13. Kajian Teknis Produksi Alat Gali Muat Volvo EC 480DL dan Alat Angkut DT CWE Quester 28064R Bulan September 2018 di Operasi Penambangan Batubara 4 Satker Penbara Blok Timur PT. Bukit Asam Tbk Kabupaten Muara Enim Provinsi Sumatra Selatan **Kresno, Faizal Agnetto, Sudaryanto**..... (108-121)
14. Kajian Teknis Sistem Penyaliran Tambang Batubara Pada Pit C2 di PT. Sapta IndraSejati Jobsite Samarata PT. Berau Coal Kabupaten Berau Provinsi Kalimantan Timur ... **Hasywir Thaib Siri, Moh. Ilham Saputro, Waterman Sulistyana**..... (122-134)
15. Estimasi Sumberdaya Batu Andesit Dengan Metode Cross Section di PT. Harmak Indonesia Dusun Clapar 3, Hargowilis, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Daerah Istimewa Yogyakarta ... **Eddy Winarno, Arif Kurniawan, Suyono**..... (135-140)

16. Analisis *Working Geometry Front Overburden* Terhadap *Cycle Time Backhoe* di Pit D2PT Sapta Indra Sejati Jobsite Binnungan, Berau, Kalimantan Timur **Prio Widodo, Mega Dwi Aprilia, Rika Ernawati** (141-150)
17. Kajian Teknis Metode Double Decking pada Kedalaman Lubang Bor 8 m untuk Mengurangi Isian Bahan Peledak per Delay Peledakan dengan Batasan PPV 3 mm/s di Tambang Batubara PT Kaltim Prima Coal **Barlian Dwinagara, Indun Titisariwati, Zukhrufa Awalia Rahma** (151-157)
18. Kajian Teknis Keselamatan dan Kesehatan Kerja pada Area Pengolahan Hasil Penambangan Batugamping PT Sugih Alamanugroho Kecamatan Ponjong Kabupaten Gunung Kidul Daerah Istimewa Yogyakarta **Dyah Probowati, Michael Adicaksono Bramantio**..... (158-171)
19. Analisis Nilai Rimpull dan Load Factor terhadap Produksi Dump Truck CAT 793C pada Pit Tembaga Phase 6 Batu Hijau PT Newmont Nusa Tenggara **Inmarlinianto, Winda, Goldy Putra U. S.** (172-180)
20. Analisis Interaksi Double Tunnel dengan Finite Element Method: Pengaruh Posisi Terowongan dan Tahapan Penggalian di Terowongan Cisumdawu **M. Rahman Yulianto, Singgih Saptono, Sudaryanto** (181-190)
21. Analisis Kelayakan dan Kepekaan Ekonomi pada Penambangan Bijih Nikel di Tambang Pomalaa PT Antam Tbk. UBPN SULTRA, Kabupaten Kolaka, Provinsi Sulawesi Tenggara **Wawong D.R., Peter E.R., Cahyo T.L.** (191-198)
22. Model Pengolahan Bijih Emas Menggunakan Metode Heap Leaching Dari Sample Urat Urat Emas di Desa Kertajaya Kecamatan Simpenan Kabupaten Sukabumi Provinsi Jawa Barat **Nurkhamim, Arrina Khanifa, Andrawina, Deta Hibatul Wafi**..... (199-208)
23. Estimasi Sumberdaya Tanah Urug Menggunakan Metode Kontur di Iup Tanah Urug Ngadimin, Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, DIY ... **Hananto Dwi Kurniawan, Abdul Rauf, Inmarlinianto** (209-218)
24. Kajian Teknis Unit Peremuk Batu Andesit untuk Memenuhi Kebutuhan Agregat di PT SCD Readymix, Desa Wirokerten, Kec. Banguntapan, Kab. Bantul... **Untung Sukamto, Satria Legowo, Oki Trinugroho** (218-227)

Rancangan Geometri Lereng Penambangan Nikel Laterit pada Pit Bravo Romeo 2 PT Sulawesi Cahaya Mineral, Sulawesi Tenggara

R. Hariyanto, Mahardika Damar Kunjana, Peter Eka Rosadi

UPN “Veteran” Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55283
No. HP: 081327296769, email: mahardhikadamarkunjana@gmail.com

ABSTRACT

PT. Sulawesi Cahaya Mineral is a company engaged in the nickel ore mining industry which is carrying out detailed exploration activities operating in Lalomerui Village, Rounta District, Konawe Regency, Southeast Sulawesi Province. Plans for mining activities with open pit mining systems by forming slopes to a depth of 25 meters.

Mining slopes will have the potential for landslides if the slope geometry used does not match the characteristics of soil mass and rock in the openings wall, so that a safe and stable preliminary slope geometry is needed according to the characteristics of soil mass, rock, type of potential landslide and local geological conditions.

The location of the study was carried out on the pit Bravo Romeo 2 plan with a cross section of the west-east incision in drill hole Q152105 / GT03 / SCM targeted to a depth of 25 meters, the west-east incision in the drill hole P163321R / GT02 / SCM targeted to a depth of 25 meters. Calculations on the mining slope walls that have the potential for an avalanche using the Bishop method. Modeling is done by approaching the physical and mechanical properties of rock from the results of testing and sorting laboratory data. Analysis of slope variations and analysis of variations in groundwater conditions (MAT) according to Hoek and Bray, 1981 (dry, 8H, 4H, 2H and saturated, seismic factors valued at 0.5 g assuming vibrations due to mining activities and load of mechanical devices were ignored, a single slope is considered stable if the Safety Factor (FK) $\geq 1,1$ and overall slope is stable if $FK \geq 1,2$ (according to the Decree of the Minister of Energy and Mineral Resources of the Republic of Indonesia No. 1827 K / 30 / MEM / 2018).

The results of the analysis using the boundary equilibrium method with the Rocscience v.6.0 Slide obtained a single slope analysis can be recommended with a height of 5 meters and an angle 35° , for the west-east overall slope at drill hole Q152105 / GT03 / SCM 25 meters high with a slope angle 23° and 6 meter bench width in slightly dry slope conditions (8H), for the west-east overall slope at P163321R / GT02 / SCM drill hole 25 meters high with slope angles 26° and 4 meter bench width in conditions the slope is rather dry (8H). The analysis produced the optimum slope in dry slope conditions so that the analysis of the effect area of MAT was needed to control stability due to the influence of the MAT in the form of a piezometer standpipe and drainage and drainage activities.

Key words: Slope, Slope Stability, Bishop Method.

RINGKASAN

PT. Sulawesi Cahaya Mineral merupakan perusahaan yang bergerak di bidang industri pertambangan bijih nikel yang sedang melakukan kegiatan eksplorasi rinci yang beroperasi di Desa Lalomerui, Kecamatan Rounta, Kabupaten Konawe, Provinsi Sulawesi Tenggara.. Rencana kegiatan penambangan dengan sistem tambang terbuka dengan membentuk lereng hingga kedalaman 25 meter.

Lereng penambangan akan berpotensi longsor apabila geometri lereng yang digunakan tidak sesuai dengan karakteristik massa tanah dan batuan di dinding lubang bukaan, sehingga diperlukan adanya perancangan geometri lereng pendahuluan yang aman dan stabil sesuai karakteristik massa tanah, batuan, jenis potensi longsor dan kondisi geologi setempat.

Lokasi penelitian dilakukan pada rencana pit Bravo Romeo 2 dengan penampang sayatan *west-east* pada lubang bor Q152105/GT03/SCM yang ditargetkan hingga kedalaman 25 meter, sayatan *west-east* pada lubang bor P163321R/GT02/SCM yang ditargetkan hingga kedalaman 25 meter. Perhitungan pada dinding lereng penambangan yang berpotensi longsor menggunakan metode Bishop. Permodelan dilakukan dengan pendekatan sifat fisik dan mekanik batuan hasil uji dan sortasi data laboratorium. Dilakukan analisis variasi

kemiringan lereng dan analisis variasi kondisi muka air tanah (MAT) menurut *Hoek and Bray*, 1981 (kering, 8H, 4H, 2H dan jenuh), faktor seismik bernilai 0,5g dengan asumsi getaran akibat kegiatan penambangan dan beban alat mekanis diabaikan, lereng tunggal dianggap stabil jika Faktor Keamanan (FK) $\geq 1,1$ dan lereng keseluruhan stabil apabila $FK \geq 1,2$ (sesuai dengan Keputusan Menteri Energi dan Sumber Daya Mineral Republik Indonesia No. 1827 K/30/MEM/2018).

Hasil analisis menggunakan metode kesetimbangan batas dengan program *Slide Rocscience v.6.0* diperoleh hasil analisis lereng tunggal dapat diaplikasikan dengan tinggi 5 meter dan sudut tidak melebihi 35° , untuk lereng keseluruhan *west-east* pada lubang bor Q152105/GT03/SCM ketinggian 25 meter dengan sudut lereng tidak melebihi 23° dan lebar *bench* 6 meter dalam kondisi lereng agak kering (8H), untuk lereng keseluruhan *west-east* pada lubang bor P163321R/GT02/SCM ketinggian 25 meter dengan sudut lereng tidak melebihi 26° dan lebar *bench* 4 meter dalam kondisi lereng agak kering (8H). Analisis menghasilkan lereng optimum dalam kondisi lereng kering sehingga analisis area pengaruh MAT diperlukan untuk mengontrol kestabilan akibat pengaruh MAT berupa pemasangan *standpipe piezometer* dan kegiatan drainase serta penyaliran.

Kata kunci: lereng, stabilitas lereng, metode Bishop

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

PT. Sulawesi Cahaya Mineral merupakan perusahaan yang bergerak di bidang industri nikel yang sedang melakukan kegiatan eksplorasi rinci dan akan melakukan kegiatan penambangan bijih nikel. PT. Sulawesi Cahaya Mineral memiliki tiga *prospect area* utama yaitu Delta Sierra, Bravo Romeo dan Papa Bravo. *Prospect area* Bravo Romeo dibagi menjadi tiga *pit* yaitu *pit* Bravo Romeo 1, *pit* Bravo Romeo 2, *pit* Bravo Romeo 3. Rencana kegiatan penambangan pada lokasi penelitian ini merupakan proses pembongkaran, pemuatan dan pengangkutan *top soil* serta bijih nikel. Untuk pelaksanaan ini perusahaan pertambangan memerlukan suatu sistem untuk mengambil *top soil* serta bijih nikel tersebut. Sistem yang digunakan adalah sistem tambang terbuka dengan membentuk lereng. Saat ini, PT. Sulawesi Cahaya Mineral merencanakan akan melakukan pembukaan penambangan bijih nikel pada *pit* Bravo Romeo 2.

Penyebaran bijih nikel dan perbedaan karakteristik massa tanah dan batuan akan mempengaruhi geometri lereng penambangan. Hal ini akan berdampak pada Faktor Keamanan (FK) lereng penambangan. Stabilitas lereng menjadi pertimbangan dalam pelaksanaan penambangan. Geometri lereng penambangan yang tidak sesuai dapat menyebabkan terjadinya longsor pada lereng penambangan. Dampak dari perkiraan longsor yang akan terjadi sangat bergantung pada jenis massa tanah, massa batuan dan geometri lereng yang dibentuk. Berdasarkan hal tersebut, sebelum kegiatan penambangan dimulai perlu dilakukan rancangan geometri lereng penambangan di PT. Sulawesi Cahaya Mineral. Rancangan geometri lereng akan bermanfaat untuk membuat lereng dengan kondisi yang aman dan stabil sehingga dapat memberikan hasil geometri lereng optimal untuk dapat diterapkan oleh perusahaan

1.2. Permasalahan

Sistem penambangan terbuka yang berbentuk lereng akan menimbulkan masalah apabila longsor. Longsor pada lereng dapat disebabkan oleh geometri lereng yang tidak sesuai terhadap karakteristik tanah, batuan dan faktor lain seperti getaran seismik dan pengaruh muka air tanah (MAT).

Sebagai permasalahan yang akan diselesaikan ialah membuat dan menganalisis rancangan lereng untuk mendapatkan geometri lereng dengan Faktor Keamanan (FK) lereng yang aman dan stabil untuk menunjang kegiatan penambangan.

1.3. Tujuan Penelitian

Tujuan dari kegiatan penelitian mengenai rancangan lereng penambangan adalah:

1. Menganalisis karakteristik massa tanah dan batuan untuk mengetahui jenis potensi longsor dan metode analisis yang digunakan dalam perhitungan nilai faktor keamanan.
2. Merancang geometri lereng tunggal dan lereng keseluruhan aman dan stabil untuk menunjang kegiatan penambangan.
3. Menganalisis pengaruh kondisi MAT menurut *Hoek & Bray* (1981) terhadap nilai faktor keamanan pada geometri lereng optimum.
4. Menganalisis batas ketinggian lereng optimum pada kondisi MAT jenuh tanpa melakukan drainase.

1.4. Batasan Masalah

Penelitian mengenai rancangan lereng penambangan dibatasi oleh beberapa hal berikut :

1. Ruang lingkup penelitian yang dilakukan di PT. Sulawesi Cahaya Mineral dengan menggunakan data hasil pengeboran pada titik bor geoteknik (Q152105/GT03/SCM, P163321R/GT02/SCM) yang terletak pada *pit* Bravo Romeo 2.
2. Analisis yang direncanakan pada lereng menggunakan data karakteristik tanah dan batuan pada lubang bor geoteknik.

3. Metode analisis FK yang digunakan ialah metode kesetimbangan batas (*limit equilibrium method*) dengan Metode Bishop (*Circular Failure*) serta dengan pendekatan perhitungan kriteria keruntuhan *Mohr-Coulomb*.
4. Geometri lereng tunggal menyesuaikan spesifikasi "*range vertical wall digging depth*" (5380 mm) alat gali muat yang digunakan oleh perusahaan dalam konstruksi lereng (*Backhoe Komatsu PC-200*).
5. Variasi kondisi MAT lereng tunggal pada kondisi kering dan jenuh.
6. Beban alat mekanis terhadap stabilitas lereng diabaikan.
7. Cadangan bijih nikel tidak diperhitungkan karena eksplorasi masih berlanjut

II. KESAMPAIAN DAERAH

2.1. Lokasi Kesempaan Daerah dan Luas Wilayah IUP

PT. Sulawesi Cahaya Mineral merupakan perusahaan pertambangan yang merencanakan pembukaan penambangan nikel pada tahun 2019. Secara keseluruhan konsesi PT. Sulawesi Cahaya Mineral masuk dalam kawasan perhutani. Lokasi daerah penelitian secara administratif terletak di Desa Lalomerui, Kecamatan Rounta, Kabupaten Konawe, Provinsi Sulawesi Tenggara. Daerah penelitian berada di bagian Barat Laut Kota Kendari yang merupakan Ibukota Provinsi Sulawesi Tenggara. Secara astronomis daerah Lokasi IUP Eksplorasi PT. Sulawesi Cahaya Mineral terletak pada 357832 mE – 381466 mE dan 9660966 mN – 9677322 mN dengan luas IUP 21.100 Ha dan memiliki batas-batas wilayah sebagai berikut (Gambar 2.1) :

Sebelah Utara : Sungai Waki
 Sebelah Selatan : Desa Lalomerui
 Sebelah Timur : Desa Wataraki Utara
 Sebelah Barat : Kecamatan Rounta

Lokasi penambangan nikel yang akan dikerjakan oleh PT. Sulawesi Cahaya Mineral terletak pada 126 km di sebelah Barat Laut Kota Kendari (lihat Gambar 2.1). Daerah penelitian tersebut dapat dicapai dari Yogyakarta melalui rute sebagai berikut:

1. Dari Bandara Adisucipto Yogyakarta menuju Bandara Soekarno Hatta dengan perjalanan menggunakan pesawat terbang ditempuh dalam waktu \pm 40 menit.
2. Dari Bandara Soekarno Hatta dilanjutkan menuju Bandara Halo Oleo Kendari dengan perjalanan menggunakan pesawat terbang ditempuh dalam waktu \pm 2 jam.
3. Dari Bandara Halo Oleo Kendari dilanjutkan perjalanan darat sekitar \pm 7 jam menuju lokasi penelitian PT. Sulawesi Cahaya Mineral yang berada di Desa Lalomerui, Kecamatan Rounta, Kabupaten Konawe, Provinsi Sulawesi Tenggara.



Gambar 2.1
 Map Lokasi dan Kesempaan Daerah Penelitian

III. HASIL PENELITIAN

3.1. Penyelidikan Lapangan

3.1.1 Lokasi Penelitian

Penelitian dilakukan pada WIUP mineral milik PT. Sulawesi Cahaya Mineral (lihat Lampiran B). Setelah dilakukan pengeboran eksplorasi dapat diketahui jenis tanah dan batuan pada lokasi tersebut yang terdiri atas lapisan tanah pucuk, *limonite*, *saprolite* dan batu *peridotite* ultramafik.

3.1.2 Peta Topografi dan Peta Lokasi Lubang Bor Daerah Penelitian

Peta topografi digunakan untuk mengetahui kondisi permukaan tanah (ketinggian) di daerah penelitian. Berdasarkan peta topografi dan pengamatan lapangan langsung, daerah penelitian merupakan daerah dataran alluvial. Peta lokasi lubang bor kemudian digunakan untuk mengetahui lokasi titik bor di daerah penelitian. Peta lubang bor daerah penelitian dapat dilihat pada Gambar 3.1.

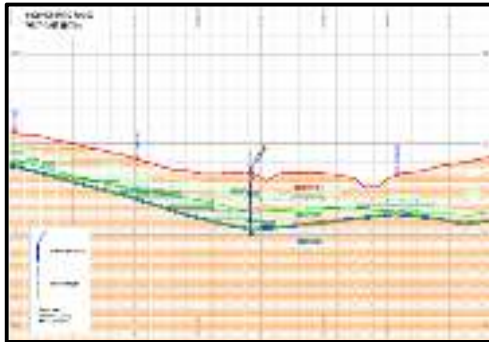


Gambar 3.1 Peta Titik Lokasi Pengeboran Geoteknik dan Pengeboran Eksplorasi

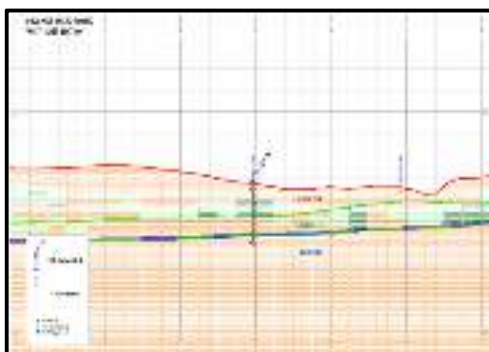
3.1.3 Sayatan Lubang Bor Geoteknik

Sayatan lubang bor geoteknik digunakan sebagai dasar rancangan lereng penambangan. Litologi pembentuk lereng penambangan di daerah penelitian dapat diketahui dari sayatan lubang bor geoteknik tersebut. Rancangan lereng yang akan dibuat pada penelitian ini adalah lereng tunggal dan lereng kesuluruhan. Sayatan lubang bor geoteknik dapat dilihat pada gambar 3.2, gambar 3.3 yang terdiri atas

dua sayatan yang mewakili dua titik lubang bor geoteknik.



Gambar 3.2 Penampang Sayatan West – East Lubang Bor Geotek Q152109



Gambar 3.3 Penampang Sayatan West – East Lubang Bor Geotek P163321R

3.1.4 Data Geoteknik Lapangan

Pada penelitian ini percontoh tanah dan batuan yang diambil berasal dari hasil pengeboran geoteknik yang dilakukan di lapangan. Pengeboran geoteknik yang dilakukan berasal dari dua lubang bor. Adapun nama lubang bor dan jenis litologi yang digunakan untuk melakukan pengujian dapat dilihat pada Tabel 3.1.

Tabel 3.1 Kode Percontoh dan Jenis Litologi

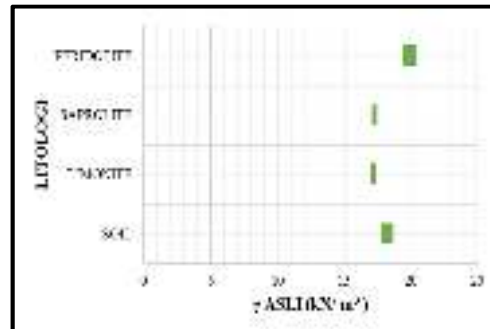
NO	LUBANG BOR	KODE PERCONTO	JENIS LITOLOGI
1	Q152109	Q152109-01	SOIL
2	Q152109	Q152109-02	SOIL
3	P163321R	P163321R-01	SAPROCLITE
4	P163321R	P163321R-02	SAPROCLITE
5	Q152109	Q152109-03	SOIL
6	Q152109	Q152109-04	SOIL
7	Q152109	Q152109-05	SOIL
8	Q152109	Q152109-06	SOIL
9	Q152109	Q152109-07	SOIL
10	Q152109	Q152109-08	SOIL

3.2. Pengujian Laboratorium

3.2.1 Pengujian Sifat Fisik

Dalam pengujian sifat fisik pada tanah akan diperoleh hasil antara lain: bobot isi tanah, kadar air,

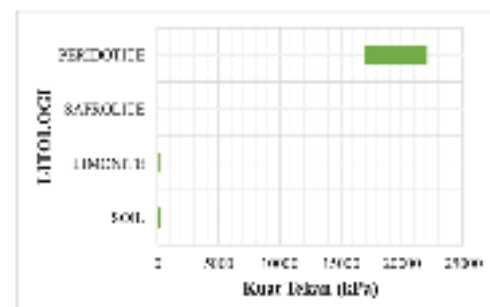
batas cair, batas plastis, indeks plastisitas. Dalam pengujian sifat fisik pada batuan akan diperoleh hasil antara lain: bobot isi asli, bobot isi jenuh, bobot isi kering, berat jenis asli, berat jenis semu, kadar air asli, kadar air jenuh, derajat kejenuhan, porositas, angka pori. Hasil pengujian sifat fisik tanah dan batuan sesuai dengan litologi dapat dilihat Gambar 3.4.



Gambar 3.4 Rentang Nilai Bobot Isi Asli

3.2.2 Pengujian Kuat Tekan Uniaksial

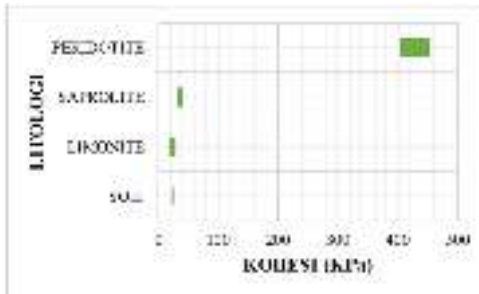
Diameter conto dari hasil pengeboran geoteknik adalah 6 cm dipotong untuk mendapatkan ukuran tinggi dua kali diameternya. Hal tersebut sesuai standar ISRM (1981) yakni $2 < L/D < 2,5$ dengan L adalah tinggi dan D adalah diameter conto. Adapun hasil dari pengujian kuat tekan uniaksial setiap litologi dapat dilihat pada Gambar 3.5.



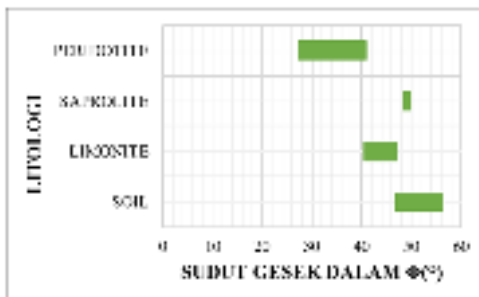
Gambar 3.5 Rentang Nilai Kuat Tekan Uniaksial

3.2.3 Pengujian Kuat Geser Langsung Tanah dan Batuan

Uji geser langsung dilakukan untuk mendapatkan nilai kohesi (c) dan sudut gesek dalam (ϕ) tanah dan batuan, kemudian dilakukan perbandingan terhadap kedua parameter tersebut dengan variasi tegangan normal yang diberikan pada uji kuat geser langsung. Selain itu, parameter tersebut akan digunakan untuk menganalisis kestabilan lereng pada masing-masing kondisi. Hasil pengujian kuat geser langsung dapat dilihat Gambar 3.6, Gambar 3.7



Gambar 3.6 Rentang Nilai Kohesi Peak



Gambar 3.7 Rentang Nilai Sudut Gesek Dalam Peak

3.3 Asumsi Rancangan Geometri Lereng

3.3.1 Asumsi Rancangan Geometri Lereng Tunggal

Perancangan lereng tunggal dengan asumsi batuan homogen sehingga arah lereng tunggal dianggap sama. Rancangan geometri lereng tunggal menggunakan pendekatan sebagai berikut:

1. Variasi material lereng dianggap homogen dan parameter kekuatan tanah dan batuan yang digunakan merupakan hasil dari uji laboratorium.
2. Dalam analisis lereng tunggal material dalam satu perlapisan dianggap homogen dan memiliki kohesi (c) dan sudut gesek dalam (ϕ) dari pengujian kuat geser langsung paling kecil dikarenakan lereng diasumsikan mengalami gangguan akibat kegiatan penambangan.
3. Pemodelan lereng tunggal dilakukan pada masing-masing litologi dengan simulasi tinggi lima meter dan variasi sudut kemiringan lereng 30° , 35° , 40° , 45° , 50° , 55° , 60° , 65° dan 70° .
4. Lereng tunggal dianggap mantap jika memiliki $FK > 1,1$ sesuai dengan Kepmen ESDM Nomor 1827 K/30/MEM/2018.
5. Metode kestabilan lereng yang digunakan adalah metode kesetimbangan batas (limit equilibrium method) dengan Metode Bishop (*Circular Failure*) dan Analisis Probabilistik (*Probabilistic of Failure*) serta dengan pendekatan perhitungan kriteria keruntuhan Mohr-Coulomb.
6. Kondisi lereng pada keadaan kering dan jenuh.

7. Percepatan seismik horizontal digunakan berdasarkan Gambar 3.12 Peta Zonasi Gempa Indonesia bernilai $<0,5$ gal.

3.3.2 Asumsi Rancangan Geometri Lereng Keseluruhan

Perhitungan analisis kestabilan lereng keseluruhan menggunakan metode kesetimbangan batas dengan metode *Bishop*.

Berdasarkan data hasil uji kuat tekan, material di daerah penelitian termasuk sangat lunak karena bernilai kurang dari 1 MPa maka asumsi utama longsor yang terjadi adalah longsor busur (Bieniawski, 1973). Perhitungan menggunakan data hasil pengujian sifat fisik dan sifat mekanik yang telah dilakukan di laboratorium.

1. Analisis kemantapan lereng dilakukan pada penampang lereng yang memotong lubang bor geoteknik Q152105/GT03/SCM untuk section west-east dan P163321R/GT02/SCM untuk section west-east.
2. Dalam analisis lereng keseluruhan digunakan nilai kohesi dan sudut gesek dalam puncak.
3. Muka air tanah diasumsikan berdasarkan grafik/chart aliran air pada lereng menurut Hoek & Bray (1981).
4. Variasi kemiringan lereng keseluruhan 20° , 21° , 22° , 23° , 24° , 25° , 27° , 29° , 31° , 34° dan 37° .
5. Metode kestabilan lereng yang digunakan adalah metode kesetimbangan batas (limit equilibrium method) dengan Metode Bishop (*Circular Failure*) dan Analisis Probabilistik (*Probabilistic of Failure*) serta dengan pendekatan perhitungan kriteria keruntuhan Mohr-Coulomb.
6. Percepatan seismik horizontal digunakan berdasarkan Gambar 3.12 Peta Zonasi Gempa Indonesia bernilai $<0,5$ gal.
7. Lereng keseluruhan dianggap mantap jika sesuai dengan kriteria Kepmen ESDM Nomor 1827 K/30/MEM/2018 (FK 1,2-1,3), namun dengan pertimbangan perusahaan diubah menjadi $FK > 1,2$, karena lokasi IUP jauh dari pemukiman dan tinggi lereng keseluruhan kategori rendah.

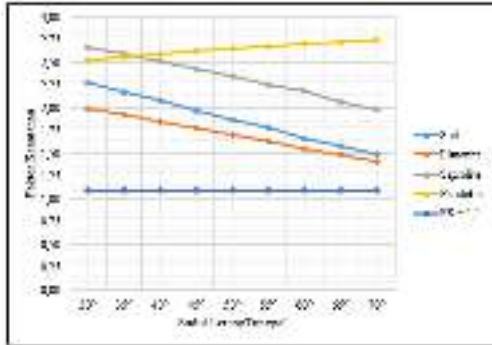
3.4 Hasil Analisis Data

Analisis data untuk lereng tunggal dan lereng keseluruhan menggunakan masukan data rata-rata (*Mean*) dari hasil uji laboratorium, dengan asumsi bahwa karakteristik batuan sejenis pada lokasi penyelidikan dianggap homogen sebagai data masukan dalam perhitungan nilai faktor keamanan.

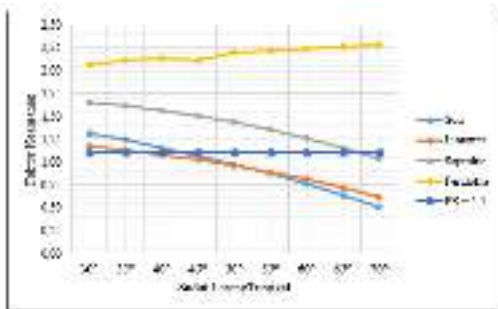
3.4.1 Analisis Lereng Tunggal

Analisis lereng tunggal ini menggunakan data bobot isi (γ), nilai kohesi (c) dan sudut gesek dalam (ϕ) yang didapat berdasarkan hasil pengujian laboratorium. Untuk data masukan yang digunakan untuk analisis lereng tunggal dapat dilihat pada

Tabel 4.8. Hasil perhitungan didapat dari pemodelan lereng pada masing-masing litologi dengan tinggi lereng lima meter serta variasi sudut kemiringan lereng mulai dari 30°, 35°, 40°, 45°, 50°, 55°, 60°, 65° dan 70°. Hasil analisis FK dengan tinggi lima meter lihat Gambar 3.8 dan Gambar 3.9.



Gambar 3.8 Analisis Faktor Keamanan Lereng Tunggal Dalam Keadaan Kering Berdasarkan Variasi Kemiringan Lereng



Gambar 3.9 Analisis Faktor Keamann Lereng Tunggal Dalam Keadaan Jenuh Berdasarkan Variasi Kemiringan Lereng

3.4.2 Analisis Lereng Keseluruhan

Analisis kestabilan lereng keseluruhan dilakukan dengan penampang yang memotong lubang bor geoteknik. Analisis kestabilan lereng menggunakan nilai parameter hasil uji laboratorium dengan nilai rata-rata, metode kesetimbangan batas, variasi kemiringan lereng keseluruhan 20°, 21°, 22°, 23°, 24°, 26°, 27°, 29°, 31°, 34° dan 37° serta variasi ketinggian bentuk aliran air bawah permukaan mengikuti grafik/chart aliran air bawah permukaan *Hoek & Bray*, 1981.

Analisis lereng untuk bor geoteknik Q152105/GT03/SCM sayatan *west-east* direncanakan hingga ketinggian 25 meter, untuk lubang bor geoteknik P163321R/GT02/SCM sayatan *west-east* direncanakan hingga ketinggian 25 meter.

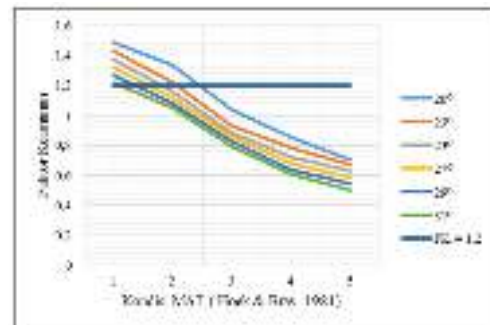
Analisis lereng keseluruhan digunakan untuk mengetahui sudut kemiringan lereng maksimal yang dapat dibentuk pada daerah penambangan. Lereng keseluruhan dikatakan aman apabila memiliki FK \geq 1,2.

Analisis ketinggian lereng pada sudut kemiringan lereng optimum dilakukan untuk mengetahui batas ketinggian maksimum lereng tanpa perlu dilakukan drainase serta untuk mengetahui ketinggian lereng maksimum saat kondisi lereng jenuh.

Untuk parameter batuan yang digunakan dalam analisis lereng keseluruhan dapat dilihat pada tabel 3.2. Hasil Analisis dapat dilihat gambar 3.10 sampai 3.15.

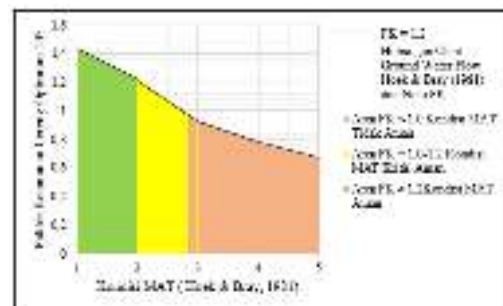
Tabel 3.2 Parameter Masukan Analisis Lereng Keseluruhan

Litologi	Parameter	Mean
Soil	c (kPa)	23,76
	ϕ (o)	51,61
	γ (kN/m3)	18,23
Limonite	c (kPa)	23,51
	ϕ (o)	43,75
	γ (kN/m3)	16,99
Saprolite	c (kPa)	35,67
	ϕ (o)	49,11
	γ (kN/m3)	17,04
Peridotite	c (kPa)	427,91
	ϕ (o)	34,14
	γ (kN/m3)	19,91



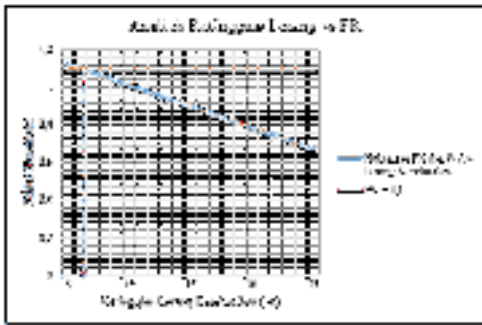
Gambar 3.10

Analisis Faktor Keamanan Lereng Keseluruhan Lubang Bor Q152105/GT03/SCM untuk Sayatan *West-East* Ketinggian 25 meter dengan Variasi Lebar *Bench* 6 meter

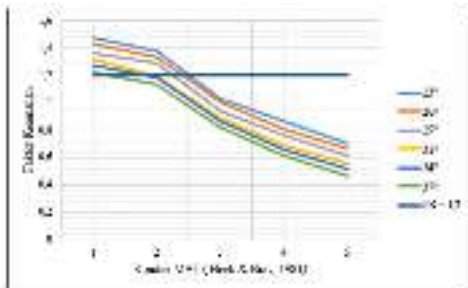


Gambar 3.11

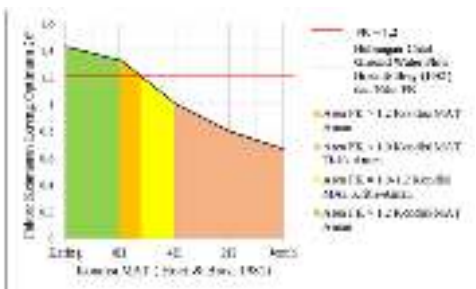
Analisis Area Pengaruh MAT Lereng Keseluruhan Pada Lubang Bor Q152105/GT03/SCM untuk Sayatan *West-East* Ketinggian 25 meter



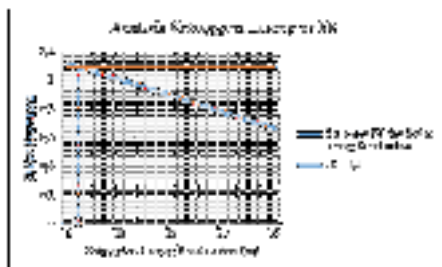
Gambar 3.12 Analisis Ketinggian Lereng Pada Lereng Keseluruhan 23° Kondisi Jenuh Lubang Bor Q152105/GT03/SCM untuk Sayatan *West-East*



Gambar 3.13 Analisis Faktor Keamanan Lereng Keseluruhan Lubang Bor P163321R/GT02/SCM untuk Sayatan *West-East* Ketinggian 25 meter dengan Variasi Lebar *Bench* 4 meter



Gambar 3.14 Analisis Area Pengaruh MAT Lereng Keseluruhan Pada Lubang Bor P163321R/GT02/SCM untuk Sayatan *West-East* Ketinggian 25 meter



Gambar 3.15 Analisis Ketinggian Lereng Pada Lereng Keseluruhan 26° kondisi jenuh Lubang Bor P163321R/GT02/SCM untuk Sayatan *West-East*

IV. PEMBAHASAN

4.1 Pemilihan Nilai Karakteristik Massa Batuan

Pemilihan nilai sifat fisik dan sifat mekanik (bobot isi, kohesi dan sudut gesek dalam) berdasarkan dari tanah dan batuan yang lemah dengan menggunakan hasil nilai rata-rata. Nilai uji sifat fisik dan sifat mekanik tanah dan batuan sangat lemah penting dalam menentukan geometri lereng untuk mencapai kestabilan pada lereng, karena nilai hasil uji sifat fisik dan sifat mekanik tanah dan batuan sebagai data masukan untuk analisis terhadap rancangan lereng harus dapat mewakili secara keseluruhan pada litologi yang diuji. Penentuan nilai *material properties* (bobot isi, kohesi, sudut gesek dalam) batuan sangat lemah dikarenakan sampel tanah dan batuan yang diambil dari lapangan bukan berasal dari satu lokasi yang sama. Hal ini dapat membuat adanya perbedaan kekuatan dari tanah dan batuan sangat lemah.

4.2 Analisis Rancangan Lereng

4.2.1 Analisis Lereng Tunggal

Pada analisis rancangan lereng dilakukan simulasi permodelan tinggi lereng tunggal 5 meter dengan sudut kemiringan lereng mulai 30° - 70°. Tinggi lereng disesuaikan dengan spesifikasi alat mekanis yang akan digunakan pada saat pembongkaran dan material yang berada di daerah penelitian termasuk dalam klasifikasi sangat lemah berdasarkan tabel kekuatan batuan menurut Bieniawski, 1973.

Dalam merancang suatu lereng hal yang diperhatikan adalah batas geometri maksimal suatu lereng yang dapat dibentuk untuk memperoleh lereng yang stabil. Untuk daerah penelitian kemampuan tanah dan batuan sangat lemah mampu mempertahankan kestabilan lereng 5 meter (Gambar 4.7) dengan kemiringan lereng 45°, 50°, 55°, 50°, 65° dan 70° dalam keadaan jenuh sudah berpotensi longsor, serta pada kemiringan 35° berada pada batas maksimum kondisi jenuh lereng tersebut stabil ($FK \geq 1,1$).

Pemilihan rekomendasi geometri lereng tunggal dilakukan dengan ketentuan nilai faktor keamanan pada model lereng tunggal berada pada nilai $FK \geq 1,1$ pada kondisi muka air tanah jenuh. Sesuai hasil perhitungan FK dapat disimpulkan bahwa sudut dan ketinggian lereng optimal dengan nilai faktor keamanan yang masih dalam kriteria aman dengan ketinggian lereng 5 m pada sudut kemiringan lereng tunggal sebesar 35°, sehingga geometri tersebut dapat diterima untuk diaplikasikan pada rancangan lereng keseluruhan.

4.2.2 Analisis Lereng Keseluruhan

Lereng keseluruhan dirancang dari gabungan beberapa lereng tunggal, maka nilai FK harus dihitung untuk melihat apakah dimensi lereng keseluruhan sudah stabil atau tidak. Analisis lereng

keseluruhan diawali dengan variasi kemiringan lereng keseluruhan 20° , 21° , 22° , 23° , 24° , 26° , 27° , 29° , 31° , 34° dan 37° dengan lebar jenang 4 meter, 5 meter dan 6 meter.

Rancangan lereng yang satbil dapat meminimalkan kerugian akibat longsor. Ada beberapa faktor yang dapat mempengaruhi kestabilan lereng. Faktor tersebut adalah muka air tanah, geometri lereng dan faktor seismik. Analisis rancangan geometri lereng ini menggunakan batas nilai $FK \geq 1,2$ sesuai aturan yang ditetapkan.

Untuk rancangan geometri lereng keseluruhan yang digunakan berdasarkan sayatan *West-East* (memotong lubang bor Q152105/GT03/SCM) dan sayatan *West-East* (memotong lubang bor P163321R/GT02/SCM).

Pemilihan rekomendasi geometri lereng keseluruhan berdasarkan ketentuan :

1. Lereng keseluruhan dibentuk oleh geometri lereng tunggal dengan sudut kemiringan lereng tunggal 35°
2. Nilai faktor keamanan pada model lereng keseluruhan berada pada nilai $FK \geq 1,2$
3. Muka air tanah pada kondisi paling pesimis yaitu pada kondisi agak kering (8H)

Sesuai hasil perhitungan FK dapat disimpulkan bahwa sudut dan ketinggian lereng keseluruhan optimal pada sayatan *West-East* memotong lubang bor Q152105/GT03/SCM dengan nilai faktor keamanan yang masih dalam kriteria aman dengan ketinggian lereng keseluruhan 25 m dengan lebar *bench* 6 meter pada sudut kemiringan lereng keseluruhan sebesar 23° dalam kondisi agak kering (8H), sedangkan pada sayatan *West-East* memotong lubang bor P163321R/GT02/SCM dengan ketinggian lereng keseluruhan 25 m dengan lebar *bench* 4 meter pada sudut kemiringan lereng keseluruhan sebesar 26° dalam kondisi agak kering (8H). Pada kondisi MAT 3-5 tidak dapat mencapai kondisi aman. Sehingga geometri tersebut dapat diterima untuk diaplikasikan pada rancangan lereng keseluruhan masing-masing sayatan.

4.3 Analisis Area Pengaruh Kondisi MAT Terhadap Nilai FK Lereng Keseluruhan Optimum

Gambar 3.11 menunjukkan lima kondisi MAT menurut *Chart Hoek & Bray*, 1981 pada lereng keseluruhan pada lubang bor Q152105/GT03/SCM untuk sayatan *West-East* ketinggian 25 meter, grafik pada gambar tersebut menunjukkan area nilai FK pada geometri lereng keseluruhan lubang bor Q152105/GT03/SCM optimum 23° pada sayatan sayatan *West-East* yang bernilai $FK > 1,2$ pada area berwarna hijau, nilai $FK = 1,0-1,2$ pada area berwarna kuning dan nilai $FK < 1,0$ pada area berwarna merah.

Area hijau menunjukkan toleransi perubahan kondisi kering menuju lebih basah sebesar 100% hingga mencapai batas aman ($FK=1,2$) dan area kuning menunjukkan toleransi perubahan sebesar 0% dari kondisi agak kering (8H) menuju kondisi yang lebih basah.

Gambar 3.14 menunjukkan lima kondisi MAT menurut *Chart Hoek & Bray*, 1981 pada lereng keseluruhan pada lubang bor P163321R/GT02/SCM untuk sayatan *West-East* ketinggian 25 meter, grafik pada gambar tersebut menunjukkan area nilai FK pada geometri lereng keseluruhan Lubang Bor P163321R/GT02/SCM optimum 26° pada sayatan sayatan *West-East* yang bernilai $FK > 1,2$ pada area berwarna hijau dan orange, nilai $FK = 1,0-1,2$ pada area berwarna kuning dan nilai $FK < 1,0$ pada area berwarna merah.

Area hijau menunjukkan toleransi perubahan kondisi kering menuju lebih basah sebesar 100% hingga mencapai batas aman ($FK=1,2$) dan area orange menunjukkan toleransi perubahan sebesar 40% hingga mencapai batas aman ($FK=1,2$) dari kondisi agak kering (8H) menuju kondisi yang lebih basah.

4.4 Analisis Batas Ketinggian Lereng Keseluruhan Optimum Pada Kondisi MAT Jenuh (*Chart No.5*)

Analisis batas ketinggian suatu lereng dalam kondisi terlemahnya atau saat kondisi jenuh air diperlukan untuk menentukan ketinggian maksimum pada kemiringan lereng optimum paling pesimis dan untuk memperkirakan batas ketinggian maksimum konstruksi lereng tanpa perlu dilakukan kegiatan drainase.

Lereng keseluruhan pada lubang bor Q152105/GT03/SCM untuk sayatan *West-East* pada Gambar 4.15 menunjukkan batas ketinggian lereng 23° dalam kondisi jenuh ialah 7 meter (5 meter), sehingga lereng keseluruhan pada lubang bor Q152105/GT03/SCM untuk sayatan *West-East* dapat dikonstruksi tanpa perlu dilakukan drainase hingga ketinggian lereng 5 meter.

Lereng keseluruhan pada lubang bor P163321R/GT02/SCM untuk sayatan *West-East* pada Gambar 4.20 menunjukkan batas ketinggian lereng 26° dalam kondisi jenuh ialah 7 meter (5 meter), sehingga lereng keseluruhan pada lubang bor P163321R/GT02/SCM untuk sayatan *West-East* dapat dikonstruksi tanpa perlu dilakukan drainase hingga ketinggian lereng 5 m.

V. KESIMPULAN DAN SARAN

5.1 Kesimpulan

Berdasarkan tujuan penelitian dan hasil penelitian serta pembahasan pada penelitian ini, maka dapat disimpulkan:

1. Batuan pada lokasi penelitian termasuk tanah sangat lemah, berpotensi mengalami longsor busur dengan perhitungan FK menggunakan metode Bishop.
2. Hasil rancangan geometri lereng optimum:
 - a. Lereng Tunggal
Tinggi Lereng : 5 meter
Kemiringan Lereng : 35°
Kondisi MAT : Jenuh
Nilai FK : 1,133
Probability of Failure : 7,50%
 - b. Lereng Keseluruhan Q152509 sayatan *West-East*
Tinggi Lereng : 25 meter
Kemiringan Lereng : 23°
Lebar *Bench* : 6 meter
Kondisi MAT : Agak Kering (8H)
Nilai FK : 1,24
Probability of Failure : 0,00%
 - c. Lereng Keseluruhan P163321R sayatan *West-East*
Tinggi Lereng : 25 meter
Kemiringan Lereng : 26°
Lebar *Bench* : 4 meter
Kondisi MAT : Agak Kering (8H)
Nilai FK : 1,345
Probability of Failure : 0,00%
3. Muka air tanah sangat berpengaruh terhadap nilai faktor keamanan lereng optimum dalam kondisi kering sehingga hasil analisis pengaruh area MAT diperlukan sebagai parameter pengontrolan FK lereng:
 - a. Lereng Keseluruhan Q152509 sayatan *West-East*
Lereng Optimum : Tinggi 25 meter, Kemiringan 23°
Kondisi MAT : Kering
Toleransi Perubahan : 100% ($FK \geq 1,2$) dari kondisi kering ; 0% ($FK = 1,2 - 1,0$) dari kondisi agak kering (8H)
 - b. Lereng Keseluruhan P163321R sayatan *West-East*
Lereng Optimum : Tinggi 25 meter, Kemiringan 26°
Kondisi MAT : Kering
Toleransi Perubahan : 100% ($FK \geq 1,2$) dari kondisi kering; 100% ($FK = 1,2 - 1,0$) dari kondisi agak kering (8H)
4. Hasil Analisis Batas ketinggian lereng optimum dalam kondisi terlemah atau kondisi lereng jenuh air:
 - a. Lereng Keseluruhan Q152509 sayatan *West-East* : 5 meter

b. Lereng Keseluruhan P163321R sayatan *West-East* : 5 meter

5.2 Saran

1. Perlu penambahan jumlah pengeboran geoteknik agar data dapat mewakili semua wilayah pada pit Bravo Romeo 2.
2. Untuk mengoptimalkan geometri lereng sebaiknya digunakan kondisi lereng kering diikuti dengan kegiatan drainase baik di permukaan berupa saluran penyaliran maupun di bawah permukaan berupa *drainhole*.

VI. DAFTAR PUSTAKA

1. Bieniawski. 1973. *Engineering Classification of Jointed Rock Masses*. South Africa : Civil Engineering.
2. Bishop. 1955. *The Use of Slip Circle in the Stability Analysis of Slopes Vol. 5*. Geotechnique.
3. Brown. 1981. *Rock Characterization, Testing & Monitoring*. United Kingdom : ISRM Suggested Methods.
4. Goodman & Bray. 1976. *Toppling of Rock Slopes*. USA : American Society of Civil Engineers.
5. Hamilton. 1979. *Tectonics of the Indonesian Region*. Washington : United States Department of the Interior.
6. Hoek & Bray. 1981. *Rock Slope Engineering*. London and New York : Institution of Mining and Metallurgy.
7. Irwandi, Arif. 2016. Geoteknik Tambang Mewujudkan Produksi Tambang yang Berkelanjutan dengan Menjaga Kestabilan Lereng. Jakarta : PT. Gramedia Pustaka Utama
8. KEPMEN Nomor 1827K/30/MEM/2018 tentang Pedoman Pelaksanaan Kaidah Teknik Pertambangan yang Baik
9. Masyur Irsyam, dkk. 2017. Peta Zonasi Gempa Indonesia. Kementerian Pekerjaan Umum Republik Indonesia.
10. PT. Sulawesi Cahaya Mineral. Dokumen Eksplorasi PT. Sulawesi Cahaya Mineral. Sulawesi Tenggara.
11. Rai, Made Astawa. Mekanika Batuan. Laboratorium Geoteknik Pusat Antar Universitas Ilmu Rekayasa Institut Teknologi Bandung. Bandung. 1988.
12. Rocscience. 2002. *Hoek and Brown Failure Criterion*. Canada : Rocscience Inc., Toronto.
13. Simanjuntak T.O, dkk, 1995. Peta Geologi Regional Lembar Lasusua. Kendari : PPPG.
14. Supranto J. 2008. Statistik: Teori dan Aplikasi (edisi 7). Jakarta : Erlangga.

Analisis *Fuel Consumption* Alat Angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar Cat 777E pada Pengangkutan Lapisan Tanah Penutup di *Pit* Roto Tengah

PT Kideco Jaya Agung Kalimantan Timur

Danang Priambodo, Edy Nursanto, Dwi Poetranto

UPN “Veteran” Yogyakarta

Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55283
No. HP: 085726405087, email : danang25.dp@gmail.com

ABSTRACT

PT. Kideco Jaya Agung (PT. Kideco) is one of the companies in Indonesia that holds a Coal Mining Concession Agreement or PKP2B. PT Kideco Jaya Agung is located in Batu Sopang District, Paser Regency, East Kalimantan Province. One of the coal mining contractors in collaboration with PT. Kideco is PT. Bukit Makmur Mandiri Utama (PT. Buma). The mining system applied is a Surface Mining system with strip mine mining methods. Mechanical equipment used in the excavation and loading activities of the Komatsu PC 2000 Excavator, Caterpillar 6020, and Caterpillar 6015, while the hauler used was the Komatsu HD 785-7 dump truck and Caterpillar CAT 777E.

The problems faced at this time are the fuel ratio that exceeds the standard expected by the company, which is 0.8 liters / Bcm on one of the hauler used in overburden transport activities and the use of two brands of transport equipment namely Komatsu HD 785-7 and Caterpillar CAT 777E with the same transport capacity but the type and capacity of the engine is different. Some of the factors that influence the increase in fuel consumption are Load factor, geometry, haul road conditions, road traffic, distance traveled, and the capacity of each transporting machine. The actual observation in working condition found one haul road segment with a grade that exceeded the company's standard of 8% and four road segments that had more than damaged by subsidence wheel 5-15 cm.

The fuel consumption and actual production of Caterpillar CAT 777E haulers are 64.15 Liter/hour and 85.33 BCM/hour, for Komatsu HD 785-7 at 75.45 Liters/hour and 86.40 Bcm/hour. So the current actual fuel ratio for Caterpillar CAT 777E is 0.75 Liter/Bcm and Komatsu HD 785-7 only 0.87 Liter/Bcm which does not required the standards expected by the company. The fuel consumption of the Komatsu HD 785-7 and Caterpillar CAT 777E hauler based on rimpull calculations is different from the actual data which is 70.54 Liters/hour and 57.92 Liters/hour. theory production is based on observations on cycle time for Komatsu HD 785-7 for 879.41 BCM/hour and Caterpillar CAT 777E which is 82.22 Bcm/hour, while for production based on calculation of haulers rimpull for Komatsu HD 785-7 is 84.82 BCM/hour and Caterpillar CAT 777E at 86.39 BCM/hour.

After the improvements of haul road condition undulating no more 5 cm on the haul road surface and the grade of the haul road, it is adjusted to the company standard of $\leq 8\%$, and a reduction in waiting time, so the Komatsu HD 785-7 fuel ratio is 0.70 Liter/Bcm and Caterpillar CAT 777E of 0.61 Liter/Bcm, which means that it has reach the standard fuel ratio expected by the company.

Key words : Production Target, Fuel Consumption, and Fuel Ratio

RINGKASAN

PT. Kideco Jaya Agung (PT. Kideco) adalah salah satu perusahaan di Indonesia yang memegang Perjanjian Karya Pengusahaan Pertambangan Batubara atau PKP2B. PT Kideco Jaya Agung terletak di Kecamatan Batu Sopang, Kabupaten Paser, Provinsi Kalimantan Timur. Sistem penambangan yang diterapkan adalah sistem tambang terbuka (*Surface Mining*) dengan metode penambangan *strip mine*. Alat mekanis yang digunakan dalam kegiatan penggalian dan pemuatan lapisan penutup yaitu *Excavator* Komatsu PC 2000, Caterpillar 6020, dan Caterpillar 6015, sedangkan alat angkut yang digunakan adalah jenis *dump truck* Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E.

Permasalahan yang dihadapi saat ini rasio bahan bakar melebihi dari standar yang diharapkan perusahaan yakni 0,8 liter/Bcm pada salah satu alat angkut yang digunakan pada kegiatan pengangkutan tanah penutup serta adanya penggunaan dua merek alat angkut yaitu Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E dengan kapasitas angkut yang sama namun jenis dan kapasitas mesin berbeda. Beberapa factor yang berpengaruh terhadap peningkatan konsumsi

bahan bakar adalah beban kerja, geometri, kondisi jalan angkut, amblasan jalan, jarak tempuh, dan kapasitas masing-masing mesin alat angkut. Pengamatan aktual dilapangan didapatkan satu segmen jalan angkut dengan kemiringan melebihi standar perusahaan yaitu 8% serta empat segmen jalan yang memiliki amblasan jalan lebih dari 5 cm yang merupakan standar perkerasan jalan yang dianjurkan perusahaan.

Konsumsi bahan bakar dan produksi aktual alat angkut Caterpillar CAT 777E ialah 64,15 Liter/jam dan 85,33 BCM/jam, untuk Komatsu HD 785-7 sebesar 75,45 Liter/jam dan 86,40 Bcm/jam. Sehingga Rasio bahan bakar aktual saat ini untuk Caterpillar CAT 777E ialah 0,75 Liter/Bcm dan Komatsu HD 785-7 hanya 0,87 Liter/Bcm dimana belum memenuhi standar yang diharapkan perusahaan. Konsumsi bahan bakar alat angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E berdasarkan perhitungan *rimpull* berbeda dengan data aktual yaitu sebesar 70,54 Liter/jam dan 57,92 Liter/jam. produksi teori berdasarkan pengamatan waktu edar untuk Komatsu HD 785-7 sebesar 879,41 BCM/jam dan Caterpillar CAT 777E yaitu 82,22 Bcm/jam, sedangkan untuk produksi berdasarkan perhitungan *rimpull* alat angkut untuk Komatsu HD 785-7 adalah 84,82 BCM/jam dan Caterpillar CAT 777E sebesar 86,39 BCM/jam.

Setelah dilakukan perbaikan kondisi jalan angkut pada amblasan roda tidak lebih dari 5 cm pada permukaan jalan angkut dan kemiringan jalan angkut disesuaikan dengan standar perusahaan yaitu $\leq 8\%$, dan pengurangan waktu tunggu, sehingga rasio bahan bakar Komatsu HD 785-7 ialah 0,70 Liter/Bcm dan Caterpillar CAT 777E sebesar 0,61 Liter/Bcm, yang artinya telah memenuhi standar rasio bahanbakar yang diharapkan perusahaan.

Kata Kunci : Target Produksi, Konsumsi Bahan Bakar, dan Ratio Bahan Bakar.

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

PT. Kideco Jaya Agung (PT. Kideco) adalah salah satu perusahaan di Indonesia yang memegang Perjanjian Karya Pengusahaan Pertambangan Batubara atau PKP2B. PT Kideco Jaya Agung terletak di Kecamatan Batu Sopang, Kabupaten Paser, Provinsi Kalimantan Timur. Salah satu kontraktor penambangan batubara yang bekerja sama dengan PT. Kideco ialah PT. Bukit Makmur Mandiri Utama (PT. Buma).

Sistem penambangan yang diterapkan adalah sistem tambang terbuka (*Surface Mining*) dengan metode penambangan *strip mine*. PT. Buma *Jobsite* Kideco memiliki dua lokasi penambangan yaitu *Pit* Roto Tengah dan *Pit* Roto Selatan Sektor A-C3 dengan penambangan menggunakan kombinasi alat mekanis. Alat mekanis yang digunakan dalam kegiatan penggalian dan pemuatan lapisan penutup yaitu *Excavator* Komatsu PC 2000, Caterpillar 6020, dan Caterpillar 6015, sedangkan alat angkut yang digunakan adalah jenis *dump truck* Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E.

Sehubungan dengan penggunaan dua alat angkut yang berbeda merek serta jenis mesin, namun memiliki kapasitas angkut sama, perlu dilakukan analisis konsumsi bahan bakar alat angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E. Lokasi penelitian berada pada *Pit* Roto Tengah yang merupakan lokasi tempat pengupasan tanah penutup yang diangkut dengan tujuan angkut yaitu *waste dump* Roto Selatan A-C3.

Penelitian lebih difokuskan pada analisis *fuel consumption* alat angkut pada pengupasan lapisan tanah penutup, dengan dua jenis alat angkut yang

berbeda yaitu Caterpillar CAT 777E dan Komatsu HD 785-7 dengan kapasitas angkut tanah penutup yang sama namun dengan jenis mesin yang berbeda, untuk itu perlu menganalisis konsumsi bahan bakar dan produksi alat angkut tersebut. Geometri dan kondisi jalan angkut yang kurang baik di beberapa titik akan menyebabkan kurang optimalnya kinerja alat angkut sehingga produksi akan menurun dan konsumsi bahan bakar alat angkut akan lebih banyak.

Dengan adanya kondisi lingkungan kerja seperti itu perlu dilakukan perhitungan dan evaluasi terhadap *fuel consumption* alat angkut pada kondisi aktual waktu edar, berdasarkan *rimpull* dan usulan setelah perbaikan geometri dan konstruksi jalan angkut.

Hal ini bertujuan untuk memberikan pertimbangan terhadap penentuan jenis alat angkut tambang yang lebih baik dari dua jenis alat yang sudah ada dalam kegiatan pengangkutan lapisan penutup, sehingga pada penggunaan bahan bakar dan rasio bahan bakar alat angkut akan lebih efisien

1.2. Permasalahan

Adapun permasalahan dari penelitian ini adalah :

1. Adanya kegiatan pengangkutan tanah penutup dengan menggunakan dua merk alat angkut yang berbeda dan kapasitas mesin berbeda, namun dengan kapasitas angkut yang sama.
2. Terdapat kemiringan jalan angkut yang melebihi dari rekomendasi *grade* jalan oleh PT.BUMA yaitu 8% pada salah satu segmen jalan angkut.
3. Kondisi jalan angkut yang tidak sesuai dengan standar perusahaan.

1.3. Tujuan Penelitian

Adapun tujuan dari penelitian ini adalah :

1. Menganalisis pengaruh karakteristik lingkungan kerja khususnya kondisi jalan angkut terhadap *fuel consumption* alat angkut.
2. Menganalisis tingkat konsumsi bahan bakar dan produksi alat angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E.
3. Memperoleh rasio bahan bakar yang lebih efisien setelah perbaikan kondisi jalan angkut tambang dan waktu tunggu alat angkut.

1.4. Batasan Penelitian

Adapun batasan masalah yang akan dibahas dalam penelitian ini adalah :

1. Penelitian ini dilakukan pada bulan Januari sampai Februari 2019.
2. Data pengamatan diambil pada *Pit Roto* tengah melalui Jalan alat angkut sampai *Waste Dump pit Roto Selatan A-C3* dengan alat angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E dan alat muat Komatsu PC 2000.
3. Faktor yang mempengaruhi konsumsi bahan bakar hanya didasarkan pada beberapa parameter, yaitu kemiringan jalan, *rolling resistance* dan jarak angkut dari *loading point* menuju *waste dump*.
4. Hanya mengkaji berdasarkan *Fuel consumption* alat angkut tanpa dipengaruhi oleh biaya operasional lainnya.

1.5. Metode Penelitian

Metode penelitian adalah proses atau tahapan yang digunakan untuk mendapatkan jawaban atas rumusan masalah. Adapun tahapan Metode yang digunakan dalam pengambilan data pada penelitian ini adalah :

1. Studi Literatur
Studi literatur bertujuan untuk mencari informasi yang berhubungan dengan penelitian, sehingga diperoleh referensi yang digunakan sebagai acuan dalam penelitian. Studi literatur dilakukan dengan mempelajari teori-teori yang berhubungan dengan topik penelitian berupa buku literatur, laporan penelitian yang pernah dilakukan sebelumnya, jurnal dan referensi dari perusahaan yang dapat digunakan sebagai data sekunder.
2. Orientasi
Menentukan lokasi untuk dijadikan lokasi penelitian agar mendukung kegiatan studi lapangan.
3. Studi Lapangan
Dilakukan dengan melakukan pengamatan langsung terhadap kondisi lapangan dan gambaran kondisi kerja alat secara nyata tentang kegiatan pemuatan, dan pengangkutan yang dilakukan.

Dalam melaksanakan pengamatan lapangan dilakukan hal-hal berikut ini :

- a. Melakukan pengamatan secara langsung di lapangan mengenai kondisi *Pit*, pengamatan waktu edar alat angkut, jarak *loading point* ke *waste dump* area, kondisi *front* penambangan, kondisi *hauling road*, dan kondisi *waste dump* area serta teknis penggalian, pemuatan, pengangkutan dan penimbunan.
 - b. Menentukan batas pengamatan
 - c. Merumuskan masalah penelitian
4. Pengambilan Data Penelitian
Pengambilan data dilakukan untuk keperluan analisis. Data yang didapat dalam penelitian adalah :
 - a. Data Primer
Data Primer yaitu data yang didapat dari hasil pengamatan langsung di lapangan berdasarkan keadaan aslinya. Adapun data primer tersebut meliputi :
 1. Data waktu edar *Dump Truck*
 2. Kondisi Front Penambangan
 3. Geometri Jalan Angkut
 4. Data RPM Saat *Idle* Alat Angkut
 5. Data Amblasan Jalan Angkut
 - b. Data Sekunder
Data sekunder yaitu data yang didapat dari hasil studi literature, arsip perusahaan atau dari penelitian sebelumnya, diantaranya :
 1. Data Keadaan Geologi
 2. Data Curah Hujan
 3. Data Konsumsi Bahan Bakar Alat Angkut Perusahaan
 4. Data Produktivitas Alat Angkut
 5. Peta Layout Penambangan areal tambang *Pit Roto Tengah, Jobsite PT. Bukit Makmur Mandiri Utama*.
 6. Spesifikasi alat angkut
 7. Kapasitas Alat Mekanis yang digunakan
 8. Jadwal kerja
 9. Jarak tempuh dan waktu tempuh alat angkut pada pemindahan lapisan penutup.
 5. Pengolahan data dan analisis data
Data yang telah terkumpul diolah untuk kemudian digunakan sebagai data analisis. Pengolahan data dilakukan dengan menggunakan perangkat komputer dan analisis statistik. Pengolahan dilakukan dengan mengolah data yang ada dengan perhitungan-perhitungan secara teoritis, yang selanjutnya dilakukan analisis hasil olahan tersebut untuk menentukan faktor-faktor penyebab meningkatnya rasio bahan bakar alat angkut.
 6. Analisis Hasil Pengolahan Data
Menganalisis data hasil pengolahan untuk mengambil kesimpulan.

1.6 Manfaat Penelitian

1. Mengevaluasi *fuel Consumption* alat angkut dan diharapkan dapat digunakan sebagai acuan perusahaan dalam mengkaji rasio bahan bakar alat angkut.
2. Mengetahui alat angkut yang lebih efisien dari dua merek alat angkut yang telah digunakan pada proses pemindahan tanah penutup di *Pit Roto Tengah*.
3. Mengetahui seberapa besar pengaruh kondisi dan geometri jalan angkut terhadap konsumsi serta rasio bahan bakar alat angkut.

II. KESAMPAIAN DAERAH

2.1. Lokasi dan Kesampaian Daerah

Secara administrasi lokasi penambangan batubara PT. Kideco Jaya Agung termasuk wilayah Desa Batu Kajang, Kecamatan Batu Sopang, Kabupaten Paser, Provinsi Kalimantan Timur. Secara geografis PT. Kideco Jaya Agung terletak pada 1°50'00"- 1°57'02" Lintang Utara dan 115°51'00" - 115°56'00" Bujur Timur.

Untuk mencapai lokasi penambangan dapat dilakukan dengan dua alternatif, yakni:

1. Dari Kotamadya Tingkat II Balikpapan (Kalimantan Timur), dengan cara menyeberangi teluk Balikpapan menggunakan transportasi laut yakni kapal *ferry* atau *Speed Boat* dan dilanjutkan menggunakan kendaraan darat melalui jalan Negara menuju Kalimantan Selatan, dengan kondisi jalan aspal cukup baik.
2. Dari Kotamadya Tingkat II Banjarmasin (Kalimantan Selatan) dengan menempuh jalan darat lintas Provinsi menuju Kalimantan Timur dengan kendaraan darat dan kondisi jalan cukup baik.

III. HASIL PENELITIAN

3.1. Kondisi Jalan Angkut

Evaluasi konsumsi bahan bakar alat angkut pada pengupasan lapisan penutup diperlukan analisis terhadap kondisi kerja dan geometri jalan angkut. Faktor yang mempengaruhi konsumsi bahan bakar dalam penelitian ini adalah kemiringan jalan angkut, perkerasan jalan, berat muatan dan jarak pengangkutan dari *front* menuju *waste dump*.

Lokasi penelitian difokuskan pada jalan angkut mulai dari *loading point Pit Roto Tengah* pada lokasi *loading point 12BW-12BW* dengan menggunakan alat angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E dengan jarak angkut menuju *waste dump* sejauh ± 3,3 km. Keadaan jalan angkut pada penelitian kali ini dapat dijelaskan dengan memperhatikan kondisi dan geometri jalan angkut. Untuk memudahkan dalam

pengamatan dan perhitungan, maka jalan angkut yang menghubungkan antara tempat pemuatan menuju tempat *waste dump* dibagi dalam beberapa segmen jalan. Pembagian segmen jalan ini didasarkan pada perbedaan kemiringan, tikungan dan lebar jalan angkut.

3.1.1. Konstruksi Jalan Angkut

Lapisan dasar jalan angkut (*subgrade*) adalah batu lempung kompak dan dipadatkan dengan lapisan kedap air sebagai perkerasan penahan beban roda alat angkut. Berdasarkan pengamatan dilapangan, kondisi jalan angkut masih kurang baik rata-rata amblasan kondisi muatan 5,3 cm dan terbesar 10 cm dan kondisi tanpa muatan rata-rata 2,9 cm dan terbesar 6 cm. Amblasan jalan yang terburuk terdapat pada *waste dump* dan *loading point*. Kondisi ini cukup mempengaruhi waktu edar dari alat angkut dan konsumsi bahan bakar akan semakin banyak. Semakin kurang kuat perkerasan jalan akan menghambat laju alat angkut dan tahanan gelinding semakin besar.

3.1.2. Lebar Jalan Angkut

Lebar jalan angkut minimum berdasarkan perhitungan adalah 21,7 meter. Lebar jalan angkut yang dilalui dari *loading point Pit Roto Tengah* sampai *waste dump* dengan alat angkut Caterpillar CAT 777E dan Komatsu HD 785-7 dapat dilihat pada tabel 3.1.

Tabel 3.1 Jalan Angkut pada setiap Segmen

SEGMENT	PANJANG JALAN (m)	LEBAR JALAN AKTUAL (m)	Keterangan
A-B	399	20,8	Jalan lurus
B-C	232	21,2	Jalan lurus
C-D	63	28,9	Tikungan
D-E	784	23,4	Jalan lurus
E-F	389	24,2	Jalan lurus
F-G	119	29,5	Tikungan
G-H	191	24,1	Jalan lurus
H-I	432	24,8	Jalan lurus
I-J	558	23,2	Jalan lurus
J-K	97	28,5	Tikungan
K-L	109	24	Jalan lurus
Maksimum	784	29,5	
Minimum	63	20,8	

Jalan angkut yang ada merupakan jalan angkut dengan dua jalur yang digunakan sebagai penghubung antara *loading point* menuju *waste dump* menurut pengamatan aktual di lapangan jalan angkut terdapat 3 tikungan dengan jarak jalan angkut adalah ± 3,3 km.

3.1.3. Superelevasi

Jalan angkut pada pengangkutan lapisan penutup memiliki beberapa tikungan dengan lebar tikungan yang berbeda dan dapat dilihat pada tabel 4.1. Jari-jari tikungan aktual pada jalan angkut yang dilalui alat angkut adalah 9,36 m. Untuk *superelevasi* berdasarkan

kecepatan rata-rata alat angkut pada saat membelok sebesar ± 18 km/jam, beda tinggi aktual antara sisi dalam dan sisi luar tikungan jalan angkut adalah 0,82 m.

3.1.4 Grade Jalan Angkut

Kemiringan jalan angkut merupakan salah satu faktor penting yang harus dikaji dalam suatu kajian terhadap kondisi jalan tambang karena akan mempengaruhi kinerja alat angkut dalam pengangkutan material dari *loading point* penambangan menuju *waste dump*. Pada penelitian kali ini, kemiringan jalan angkut pada jalur utama dibagi dalam 11 segmen untuk mempermudah perhitungan kemiringan jalan. Berdasarkan pengamatan langsung di lapangan kemiringan jalan angkut (*grade*) terbesar adalah 9,19% pada segmen jalan angkut F-G dan kemiringan jalan angkut terkecil 0,91% pada segmen jalan angkut J-K seperti yang ditampilkan pada tabel 3.2. Berdasarkan perhitungan *rimpull*, kemampuan maksimal mesin untuk mengatasi tanjakan pada pengangkutan tanah penutup, untuk alat angkut Caterpillar CAT sebesar 11,52% dan Komatsu HD 785-7 sebesar 14,3 %. (lihat Lampiran M).

Tabel 3.2 *Grade* pada Setiap Segmen Jalan Angkut

SEGMENT	JARAK		BEDA TINGGI (m)	GRADE (%)
	DATAR (m)	MIRING (m)		
	A-B	398,42	399,28	
B-C	231,31	231,97	17,56	7,59
C-D	63,21	63,31	3,69	5,83
D-E	782,32	783,52	43,42	5,55
E-F	387,95	388,93	27,61	7,12
F-G	118,83	119,33	10,92	9,19
G-H	190,91	190,93	2,54	1,33
H-I	431,81	432,20	-18,26	-4,23
I-J	557,15	557,82	-27,44	-4,93
J-K	97,04	97,05	-0,91	-0,94
K-L	109,37	109,43	3,70	3,38

3.2 Waktu Edar Alat Angkut

Dalam melakukan perhitungan produksi alat angkut baik itu aktual maupun rencana diperlukan perhitungan data waktu edar yang diambil dari pengamatan dilapangan. Waktu edar alat angkut yang diperoleh adalah waktu edar rata-rata yang ditempuh oleh alat angkut mulai dari waktu menunggu untuk dimuati sampai pada posisi mulai menunggu untuk dimuati kembali.

Tabel 3.3 Waktu Edar Alat Angkut

Alat Angkut	Waktu (menit)						Waktu Edar Alat Angkut (menit)	Ritase (rit/jam)
	Manuver Kosong	Pemuatan	Angkut Bermuatan	Manuver Bermuatan	Menempahkan material	Kembali Kosong		
Caterpillar CAT 777E	0,37	1,97	11,17	0,30	0,35	8,85	23,01	2,61
Komatsu HD785-7	0,32	2,22	11,46	0,36	0,37	8,59	23,34	2,57

3.3. Faktor Pengisian *Bucket*

Faktor pengisian *bucket* (*bucket fill factor*) merupakan suatu faktor yang menunjukkan besarnya kapasitas nyata *bucket* dengan kapasitas *bucket* menurut spesifikasi alat muat. Kapasitas *bucket* berdasarkan spesifikasinya untuk *Excavator* Komatsu PC 2000 adalah 12 m³. Besarnya faktor pengisian pada kondisi pemuatan yang rata-rata baik dengan jumlah pemuatan 4 kali *bucket* sesuai dengan *Specification and Application handbook of Komatsu 31th edition* adalah :

- *Excavator* Komatsu PC 2000 pada CAT 777E = 98%.
- *Excavator* Komatsu PC 2000 pada HD 785-7 = 96%.

3.4. Waktu Kerja Efektif

Waktu kerja efektif adalah waktu kerja yang benar-benar digunakan oleh alat mekanis untuk produksi. Besarnya waktu kerja efektif sangat bergantung pada hambatan-hambatan yang terjadi pada saat alat melakukan pekerjaan. Pada kenyataannya di lapangan waktu kerja yang tersedia tidak dapat digunakan sepenuhnya karena adanya hambatan-hambatan yang dapat mengurangi waktu kerja yang tersedia. Perusahaan telah menetapkan jadwal waktu kerja adalah 2 *shift*, dengan rincian waktu 11 jam/*shift* tetapi apabila hari jum'at rincian waktu 10,5 jam/*shift*. Total waktu kerja dalam satu minggu adalah 154 jam atau 22 jam/hari

Adapun hambatan yang terjadi adalah :

- a. Hambatan Yang Dapat Dikendalikan.
 1. *Wait Operator*
 2. Berhenti bekerja sebeluaktunya
 3. *Meal Break* dan kebutuhan operator
- b. Hambatan Yang Tidak Dapat Dikendalikan.

3.5. Efisiensi Kerja

Efisiensi kerja alat angkut merupakan perbandingan antara waktu kerja produktif alat angkut dengan waktu kerja yang tersedia, dinyatakan dalam persen (%). Efisiensi kerja digunakan untuk mengetahui sejauh mana kinerja alat mekanis yaitu alat angkut terhadap penggunaan waktu kerja masing-masing alat mulai dari pemuatan dan pengangkutan lapisan penutup dari lokasi penambangan menuju *waste dump*. Efisiensi kerja rencana alat angkut adalah 84,85 % dan termasuk dalam kriteria baik.

3.6. Kemampuan Produksi Alat Angkut

lokasi pemuatan lapisan penutup dari loading point Pit Roto Tengah menuju lokasi waste dump dengan jarak tempuh 3,3 km, pengangkutan lapisan penutup diangkut dengan 4 unit Komatsu HD 785-7 dan 4 unit Caterpillar CAT777E ,alat muat yang beroperasi pada loading point ialah Komatsu PC 2000 satu unit dan alat support pada area loading point yaitu satu buah power grader dan satu buah dozer yang melakukan perbiakan kondisi jalan dan membersihkan spoil sisa-sisa pemuatan dan hujan. Data aktual perusahaan mengenai produksi alat angkut Komatsu HD 785-7 adalah 86,40 bcm/jam dan alat angkut Caterpillar CAT 777E adalah 85,33 bcm/jam , sedangkan untuk kemampuan produksi teoritis berdasarkan pengamatan waktu edar alat angkut di lapangan adalah :

Tabel 3.4 Kemampuan Produksi Alat Angkut Berdasarkan Historis Perusahaan

Kemampuan Produksi Alat Angkut				
No	Alat Angkut	No. Unit	Produksi (Bcm/jam)	Rata-rata
1	CAT 777E	294	83,48	85,33
		301	87,19	
2	HD 785-7	212	82,80	86,40
		261	90,00	

Tabel 3.5 Kemampuan Produksi Alat Angkut Berdasarkan Perhitungan dan Pengamatan di Lapangan

Produksi Alat Angkut		
No	Alat Angkut	Produksi (Bcm/jam)
1	Caterpillar CAT 777E	82,22
2	Komatsu HD 785-7	79,41

3.7. Perhitungan *Rolling Resistance* dan *Grade Resistance*

Kondisi jalan angkut harus benar-benar diperhatikan untuk memperlancar kegiatan pengangkutan lapisan penutup apalagi pada saat musim penghujan seperti saat ini. Tahanan gelinding dan tahanan kemiringan alat angkut pada setiap segmen jalan berbeda-beda, ada beberapa segmen jalan yang menunjukkan amblasan roda yang relatif dalam, yaitu pada tingkat high level severity dan ini tidak di anjurkan oleh perusahaan, dimana kondisi jalan melebihi parameter aman perkerasan jalan yaitu 5 cm pada jalan angkut tambang (medium level severity). Berdasarkan pengamatan di lapangan mengenai amblasan roda dan kemiringan jalan angkut, tahanan gelinding dan kemiringan jalan angkut dapat dilihat pada tabel 3.6.

Semakin tinggi amblasan roda atau ban alat angkut pada permukaan jalan akan mengakibatkan berkurangnya laju kendaraan dan menambah daya tarik mesin. Semakin mendekati waste dump, kondisi jalan angkut semakin buruk dan banyak terjadi amblasan roda yang cukup dalam.

3.8. Perhitungan *Load factor* Alat Angkut

Load factor atau faktor pengali untuk memperoleh penggunaan tenaga mesin yang sesungguhnya dan merupakan salah satu faktor yang mempengaruhi tingkat konsumsi bahan bakar mesin, untuk mengetahui besarnya load factor bisa diketahui dengan perhitungan rimpull yang terpakai dibagi dengan rimpull yang tersedia. Dengan memasukkan parameter daya tarik alat angkut, efisiensi mesin dan kecepatan pada masing-masing gear alat angkut maka dapat diperoleh Rimpull yang tersedia pada setiap gear alat angkut.

Tabel 3.6 Tahanan Gelinding dan Tahanan Kemiringan Caterpillar CAT 777E

No	Segmen	Tire Penetration (cm)		Grade (%)		RR (lb)		GR (lb)	
		load	empty	load	empty	load	empty	load	empty
1	A-B	8	5,2	6,56	-6,56	21727,38	6608,14	21187,57	-8545,26
2	B-C	4,5	3	7,59	-7,59	15048,88	4915,06	24535,30	-9895,45
3	C-D	5	3	5,83	-5,83	16002,95	5684,64	18838,13	-7597,69
4	D-E	3,5	2	5,55	-5,55	13140,74	4530,27	17934,57	-7233,27
5	E-F	3	1,5	7,12	-7,12	12186,67	4145,48	22997,07	-9275,06
6	F-G	5,5	3	9,19	-9,19	16957,02	5684,64	29678,13	-11969,62
7	G-H	3	1	1,33	-1,33	12186,67	3375,90	4290,41	-1730,39
8	H-I	3	1,5	-4,23	4,23	12186,67	3760,69	-13666,37	5511,85
9	I-J	4,5	2	-4,93	4,93	15048,88	4145,48	-15915,86	6419,10
10	J-K	8	4	-0,94	0,94	21727,38	5684,64	-3029,89	1222,00
11	K-L	10	6	3,38	-3,38	25543,66	6069,44	10925,34	-4406,35

Tabel 3.7 Tahanan Gelinding dan Tahanan Kemiringan Komatsu HD 785-7

No	Segmen	Tire Penetration (cm)		Grade (%)		RR (lb)		GR (lb)	
		load	empty	load	empty	load	empty	load	empty
1	A-B	8	5,2	6,56	-6,56	22591,07	7302,04	22029,80	-9442,56
2	B-C	4,5	3	7,59	-7,59	15647,09	5431,18	25510,61	-10934,53
3	C-D	5	3	5,83	-5,83	16639,09	6281,57	19586,97	-8395,50
4	D-E	3,5	2	5,55	-5,55	13663,10	5005,98	18647,49	-7992,81
5	E-F	3	1,5	7,12	-7,12	12671,11	4580,78	23911,23	-10248,99
6	F-G	5,5	3	9,19	-9,19	17631,09	6281,57	30857,87	-13226,51
7	G-H	3	1	1,33	-1,33	12671,11	3730,39	4460,96	-1912,09
8	H-I	3	1,5	-4,23	4,23	12671,11	4155,59	-14209,62	6090,62
9	I-J	4,5	2	-4,93	4,93	15647,09	4580,78	-16548,54	7093,15
10	J-K	8	4	-0,94	0,94	22591,07	6281,57	-3150,34	1350,32
11	K-L	10	6	3,38	-3,38	26559,05	6706,76	11359,64	-4869,05

3.8.1 Rimpull Setiap Gear Alat Angkut
 Beban kerja maksimum yang masih dapat ditarik oleh alat angkut dapat diperoleh berdasarkan pengamatan dan spesifikasi alat angkut yang digunakan. Rimpull pada masing masing alat angkut yaitu :

Tabel 3.8 Rimpull Pada Setiap Gear Alat Angkut Caterpillar 777E

Transmisi	Mekanik perbanai	Rimpull		
		(lb)	Muatan	Kumpang
Gear 1	6,00	40200,8	30072	72000
Gear 2	9,10	29051	7313	9600
Gear 3	12,00	30000	5000	4000
Gear 4	15,00	30000	1800	3000
Gear 5	22,50	18000	800	2000
Gear 6	31,00	10000	600	1000
Gear 7	41,00	7000	400	1000

Tabel 3.9 Rimpull Pada Setiap Gear Alat Angkut Komatsu HD 785-7

Gear	Mekanik perbanai	Rimpull (lb)	Mekanik perbanai		
			1	2	3
Gear 1	6,00	40200,8	30072	72000	72000
Gear 2	9,10	29051	7313	9600	9600
Gear 3	12,00	30000	5000	4000	4000
Gear 4	15,00	30000	1800	3000	3000
Gear 5	22,50	18000	800	2000	2000
Gear 6	31,00	10000	600	1000	1000
Gear 7	41,00	7000	400	1000	1000

Besarnya rimpull disesuaikan dengan kondisi alat angkut, kecepatan pada setiap gear, efisiensi alat angkut dan tenaga mesin. Alat angkut Komatsu HD 785-7 dengan berat total 167,98 ton memiliki rimpull terbesar pada gear pertama yaitu 60.465 lb dan alat angkut Caterpillar CAT 777E berat total 161,56 ton,

memiliki rimpull terbesar pada gear pertama yaitu 49.068,18 lb. Semakin besar beban dan hambatan yang diterima oleh alat angkut, semakin besar pula rimpull yang digunakan, begitu juga sebaliknya.

3.8.2 Kecepatan dan Waktu Tempuh Alat Angkut
 Kecepatan alat angkut dalam kegiatan pengangkutan lapisan penutup dipengaruhi oleh hambatan yang berupa kondisi jalan dan kemiringan jalan angkut sehingga diperoleh sisa rimpull untuk mempercepat laju alat angkut. Rimpull percepatan bergantung pada berat beban dan sisa rimpull pada masing-masing gear alat angkut, apabila tidak terdapat sisa rimpull pada gear alat angkut, maka kecepatan tidak dapat ditambahkan sehingga laju alat angkut tetap atau berkurang seiring laju kendaraan dan hambatan yang diterima.

Tabel 3.10 Gear dan Kecepatan Alat Angkut Caterpillar CAT 777E

No	Segmen	Jarak (km)	Gear		Time (minute)	
			Load	Empty	Load	Empty
1	A-B	0,40	1	5	2,40	0,70
2	B-C	0,23	1	5	1,39	0,41
3	C-D	0,06	1	5	0,42	0,15
4	D-E	0,78	2	5	3,13	1,34
5	E-F	0,39	1	5	2,12	0,69
6	F-G	0,12	1	4	0,80	0,24
7	G-H	0,19	4	5	0,46	0,33
8	H-I	0,43	5	5	0,76	0,74
9	I-J	0,56	5	5	0,98	0,98
10	J-K	0,10	4	5	0,25	0,18
11	K-L	0,11	1	5	0,60	0,19
Total		3,37			19,28	

Tabel 3.11 Gear dan Kecepatan Alat Angkut Komatsu HD 785-7

No	Segmen	Jarak (km)	Gear		Time (minute)	
			Load	Empty	Load	Empty
1	A-B	0,40	1	5	2,18	0,73
2	B-C	0,23	2	5	1,07	0,42
3	C-D	0,06	2	5	0,29	0,13
4	D-E	0,78	2	5	3,62	1,34
5	E-F	0,39	2	5	1,80	0,69
6	F-G	0,12	1	4	0,80	0,26
7	G-H	0,19	5	5	0,35	0,35
8	H-I	0,43	5	5	0,74	0,74
9	I-J	0,56	5	5	0,98	0,98
10	J-K	0,10	4	5	0,25	0,19
11	K-L	0,11	2	5	0,51	0,20
Total		3,37			18,60	

3.8.3 Horsepower

Pada perhitungan kebutuhan bahan bakar yang digunakan adalah nilai dari daya mesin yang tersedia pada mesin yaitu brake horsepower (bhp) atau tenaga mesin yang dihitung dari “torque” mesin (dari engkol mesin), bukan drawbar horsepower (dbhp) yang merupakan daya mesin yang disediakan (available) pada roda. Brake horsepower pada alat angkut Komatsu HD 785-7 sebesar 545,36 kW dan Caterpillar CAT 777E sebesar 463,16 kW.

3.8.4 Load Factor

Besarnya load factor dapat dihitung dengan menggunakan perbandingan besarnya jumlah rimpull yang digunakan dengan rimpull yang tersedia pada setiap gear alat angkut dan pada kondisi waktu tunggu alat angkut besarnya load factor dihitung dengan menggunakan perbandingan besarnya jumlah RPM yang digunakan dengan RPM maksimum yang tersedia dalam satu jam. Pada jalan angkut tambang dari loading point penambangan sampai waste dump, alat angkut Komatsu HD 785-7 memiliki load factor rata-rata 0,8851 untuk keadaan truk bermuatan dan 0,3357 untuk keadaan truk tanpa muatan, sedangkan untuk Caterpillar CAT 777E memiliki load factor rata-rata 0,8959 untuk keadaan truk bermuatan dan 0,3344 untuk keadaan truk tanpa muatan. Besarnya load factor pada alat angkut akan semakin mempengaruhi konsumsi bahan bakar, dengan pengertian bahwa load factor adalah faktor pengali untuk memperoleh horse power yang sesungguhnya digunakan oleh alat angkut tersebut.

3.9. Perhitungan Konsumsi Bahan Bakar Alat angkut

Kebutuhan bahan bakar diperlukan untuk mengetahui seberapa banyak konsumsi bahan bakar yang digunakan oleh alat angkut saat proses produksi. Didalam perhitungan konsumsi bahan bakar, beberapa parameter yang harus diketahui adalah horse power,

besarnya bahan bakar yang masuk ke mesin, densitas bahan bakar dan load factor alat angkut. Besarnya nilai dari parameter tersebut dapat diketahui melalui data dari perusahaan dan hasil perhitungan langsung dilapangan.

Data aktual PT. BUMA pada bulan januari dan febuari tahun 2019 mengenai konsumsi bahan bakar untuk alat angkut Komatsu HD 785-7 pada penelitian ini adalah 75,45 ltr/jam dan Caterpillar CAT 777E sebesar 64,15 ltr/jam. Perhitungan konsumsi bahan bakar alat angkut pada penelitian ini berada pada satu fleet. Pada keadaan waktu tunggu atau idle time alat angkut, menurut Hays 1998 dan paper oleh Haul truck fuel consumption and CO2 emission under various engine load conditions 2010, konsumsi bahan bakar alat angkut pada idle time berkisar 2% dari kebutuhan total pada saat alat angkut berjalan. Data yang didapat dari perusahaan yaitu nilai parameter untuk perhitungan kebutuhan bahan bakar solar sebagai berikut :

- BBM yang masuk ke mesin : 0,38 lb/ kw.hr
- Densitas bbm : 7,3 lb/ gallon

Tabel 3.12 Konsumsi Bahan Bakar Berdasarkan Rimpull Caterpillar CAT 777E

PERHITUNGAN RIMPULL												
Alat Angkut	Load Factor		BBM (ltr/hr)		Travel Time (hour)		BBM (liter)		BBM (liter)	Idle BBM (liter)	Rinse (rit)	BBM (Ltr/hr)
	load	empty	load	empty	load	empty	load	empty				
Dump Truck Caterpillar CAT 777E	0,87	0,33	79,67	30,64	0,2151	0,1043	17,14	3,19	20,33	0,41	2,79	57,92

Konsumsi bahan bakar setelah disesuaikan dengan waktu pemakaian untuk alat angkut Caterpillar CAT 777E adalah 57,92 ltr/jam.

Tabel 3.13 Konsumsi Bahan Bakar Berdasarkan Rimpull Komatsu HD 785-7

PERHITUNGAN RIMPULL												
Alat Angkut	Load Factor		BBM (ltr/hr)		Travel Time (hour)		BBM (liter)		BBM (Lliter)	Idle BBM (Liter)	Ritase (rit)	BBM (ltr/hr)
	load	empty	load	empty	load	empty	load	empty				
Dump Truck Komatsu HD 785-7	0,87	0,34	94,27	36,22	0,2127	0,14	20,05	4,96	25,01	0,50	2,77	70,54

3.10. Fuel Ratio Alat Angkut

Tabel 3.14 Fuel Ratio Caterpillar CAT 777E

No	Dump Truck Caterpillar CAT 777E	Fuel Consumption (liter/jam)	Produksi (Bcm/jam)	Fuel Ratio (Liter/Bcm)
1	Aktual Perusahaan	64,15	85,33	0,75
2	Pengamatan Waktu Edar	60,61	82,22	0,74
3	Perhitungan Rimpull	57,92	86,39	0,67
4	Perbaikan Jalan	56,11	90,91	0,62
Rata-rata		59,70	86,21	0,69
Nilai Tertinggi		64,15	90,91	0,71
Nilai Terendah		56,11	82,22	0,68

Tabel 3.15 Fuel Ratio Komatsu HD 785-7

No	Dump Truck Komatsu HD 785-7	Fuel Consumption (liter/jam)	Produksi (Bcm/jam)	Fuel Ratio (Liter/Bcm)
1	Aktual Perusahaan	75,45	86,40	0,87
2	Pengamatan Waktu Edar	72,45	79,41	0,91
3	Perhitungan Rimpull	70,54	84,82	0,83
4	Perbaikan Jalan	63,44	88,21	0,72
	Rata-rata	70,47	84,71	0,83
	Nilai Tertinggi	75,45	90,91	0,91
	Nilai Terendah	63,44	88,21	0,72

IV. PEMBAHASAN

4.1 Karakteristik Lingkungan Kerja

4.1.1 Kondisi Jalan Angkut

Jalan angkut merupakan salah satu faktor penting dalam kegiatan penambangan yang menentukan lancar tidaknya produksi serta berpengaruh pada rasio bahan bakar alat angkut. Buruknya kondisi dan geometri jalan angkut akan menyebabkan kinerja alat angkut yang semakin berat, waktu tempuh alat angkut semakin meningkat, serta kemungkinan alat angkut mengalami kerusakan atau breakdown yang mengakibatkan hambatan waktu kerja alat angkut meningkat. Rimpull yang dibutuhkan akan semakin besar sehingga berpengaruh terhadap konsumsi bahan bakar yang semakin banyak. Geometri jalan angkut meliputi lebar jalan, kemiringan jalan dan konstruksi jalan.

a. Lebar Jalan Angkut

Lebar jalan angkut yang menghubungkan lokasi pengupasan lapisan tanah penutup menuju ke lokasi disposal pada beberapa bagian, khususnya pada jalan keluar loading point pada segmen A-B dan B-C (dapat dilihat pada Tabel 4.1) perlu dilakukan perbaikan agar alat angkut dapat lebih leluasa saat berpapasan dengan alat angkut lainnya. Hal ini dikarenakan belum sesuainya lebar aktual jalan angkut dengan lebar jalan berdasarkan perhitungan lebar jalan minimum pada keadaan lurus dan tikungan dikarenakan adanya spoil pada sisi kanan dan kiri jalan. Ketidaksesuaian ini akan mengganggu kelancaran dan waktu edar alat angkut. Bila kondisi ini dapat diperbaiki, diharapkan dapat meningkatkan produksi dari alat angkut dan rasio bahan bakar semakin kecil.

b. Jari-jari Tikungan dan Superelevasi

Bila jari-jari jalan terlalu kecil dan jalan memiliki tikungan yang cukup tajam, maka hal tersebut akan mengurangi pemakaian gigi/gear alat angkut dan memperlambat laju kendaraan. Hal ini akan menyebabkan waktu tempuh (travel time) alat angkut dari dan ke waste dump akan semakin lama. Bertambahnya waktu edar akan menurunkan produksi alat angkut.

Berdasarkan perhitungan teori pada jalan tikungan, diketahui bahwa jalan tikungan mempunyai jari-jari sebesar 28 m. Dengan kecepatan laju truk rata-rata 18 km/jam pada saat berbelok, angka superelevasi yang

dipakai adalah 0,03 m/m maka secara teori beda tinggi yang harus dibuat antara sisi dalam dan sisi luar tikungan jalan angkut adalah 0.39 meter.

c. Kemiringan Jalan Angkut (*Grade*)

Kemampuan maksimal dumptruck Komatsu HD 785-7 pada jalan angkut menanjak berdasarkan perhitungan secara teoritis dari spesifikasi alat angkut adalah 14,3% dan dumptruck Caterpillar CAT 777E sebesar 11,52 %. (lampiran L). Hal ini menunjukkan bahwa grade jalan tertinggi yang dilalui besarnya 9,2 % pada jalan angkut saat ini masih mampu dilalui oleh kedua alat angkut, tetapi grade jalan yang besar akan mempunyai banyak dampak merugikan, baik dari kondisi alat angkut bekerja dalam kondisi beban kerja berat dalam waktu yang lama maupun dari pemakaian bahan bakar alat angkut yang lebih besar saat kondisi tanjakan dimana menggunakan RPM mesin besar

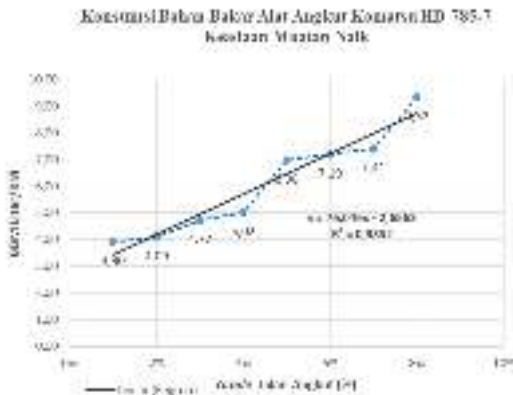
d. Konstruksi Jalan Angkut

Konstruksi jalan angkut mempengaruhi kecepatan dan pemakaian rimpull alat angkut. Bila daya dukung material jalan lebih kecil dari beban yang diterima oleh permukaan jalan, maka yang akan terjadi adalah amblasnya permukaan jalan oleh roda alat angkut, hal ini akan menyebabkan nilai tahanan gelinding menjadi semakin besar. Untuk mengatasi hal tersebut, maka alat angkut memerlukan rimpull yang lebih besar. Perhitungan secara teoritis dengan mendasarkan pada spesifikasi dan beban alat angkut Komatsu HD 785-7 dan Caterpillar CAT 777E, daya dukung material jalan angkut masih lebih kecil dari pada beban alat angkut terhadap permukaan jalan sehingga akan terjadi amblasan pada roda alat angkut, bahkan apabila pada musim penghujan akan mengakibatkan kondisi jalan yang kurang baik dan perkerasan permukaan jalan angkut semakin buruk. Beban yang diterima pada permukaan jalan angkut dengan tekanan udara ban 83 psi dan luas daerah kontak 618 in² adalah 15.043,20 lb/ft². 5.1.2 Pengaruh Kemiringan dan Tahanan Gelinding Jalan Angkut Terhadap Konsumsi Bahan Bakar.

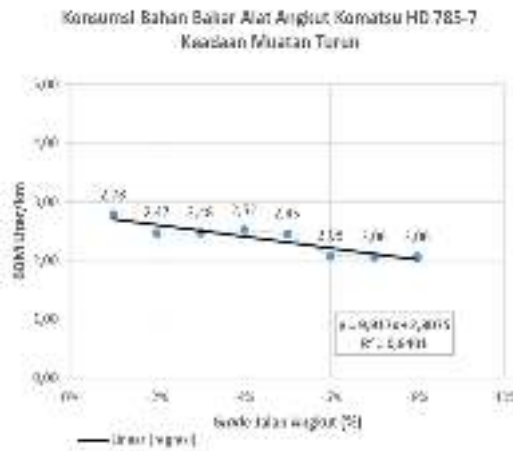
Pada jalan alat angkut menanjak mengalami kondisi grade resistance dimana kemiringan jalan menanjak menambah beban kerja alat angkut yaitu rimpull yang digunakan alat angkut meningkat. Setiap penambahan 1% mengakibatkan penambahan konsumsi bahan bakar alat angkut Komatsu HD 785-7 sebesar 0,7735 Liter/km untuk keadaan bermuatan naik, pada Caterpillar CAT 777E setiap penambahan 1% grade resistance mengakibatkan penambahan konsumsi bahan bakar sebesar 0,7518 Liter/km. Pada jalan alat angkut menurun mengalami kondisi grade assistance dimana kemiringan jalan angkut menurun meringankan beban kerja alat angkut yaitu rimpull

yang digunakan alat angkut menurun. pada setiap penambahan 1% grade assistance mengakibatkan pengurangan konsumsi bahan bakar alat angkut Komatsu HD 785-7 sebesar 0,1026 Liter/km untuk keadaan bermuatan turun dan Caterpillar CAT 777E sebesar 0,0991 Liter/km.

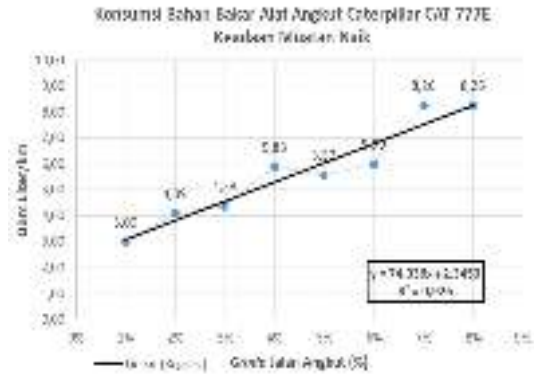
Grafik konsumsi bahan bakar pada kondisi bermuatan naik dan bermuatan turun dengan kemiringan jalan angkut 1% sampai 8%, berdasarkan perhitungan rimpull, dapat ditunjukkan pada grafik dibawah ini :



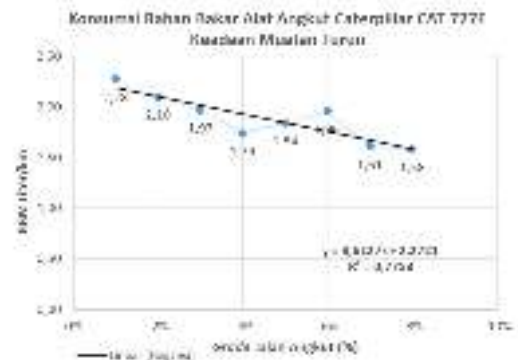
Gambar 4.1 Grafik Konsumsi Bahan Bakar Komatsu HD 785- 7 Keadaan Muatan Pada Kondisi Jalan Naik



Gambar 4.2 Grafik Konsumsi Bahan Bakar Komatsu HD 785-7 Keadaan Muatan Pada kondisi JalanTurun



Gambar 4.3 Grafik Konsumsi Bahan Bakar Caterpillar CAT 777E Keadaan Muatan Pada Kondisi Jalan Naik



Gambar 4.4 Grafik Konsumsi Bahan Bakar Caterpillar CAT 777E Keadaan Muatan Pada Kondisi Jalan Turun

4.2. Konsumsi Bahan Bakar Berdasarkan Rimpull Alat Angkut

Pengaruh grade resistance dan rolling resistance jalan angkut terhadap konsumsi bahan bakar dan produksi alat angkut apabila grade jalan angkut terlalu tinggi akan mengakibatkan rimpull yang di butuhkan besar dan kecepatan alat angkut semakin kecil. Hal ini akan mempengaruhi produksi alat angkut dalam memindahkan lapisan penutup, begitu juga sama dengan rolling resistance atau tahanan gelinding. Dalam kondisi aktual di lapangan masih terdapat segmen yang memiliki grade jalan angkut lebih dari rekomendasi perusahaan yaitu 8%, untuk tahanan gelinding masih terdapat beberapa segmen jalan yang mempunyai amblasan roda alat angkut yang melebihi rekomendasi perusahaan, dimana batas aman berada pada medium severity yaitu amblasan maksimal 5 cm pada jalan angkut tambang. Konsumsi bahan bakar alat angkut berdasarkan perhitungan pemakaian rimpull.

Terdapat empat segmen dari sebelas segmen jalan angkut yang melebihi standar perusahaan dengan

ambelasan maksimal 5cm dan terdapat satu segmen dari sebelas segmen jalan angkut yang melebihi rekomendasi grade jalan angkut oleh perusahaan dengan grade resistance maksimal 8%. Diketahui kemampuan gear kecepatan alat angkut pada masing-masing segmen, maka waktu tempuh pengangkutan lapisan penutup dapat diketahui juga. Pada perhitungan waktu tempuh teoritis kondisi bermuatan menuju waste dump berdasarkan pemakaian rimpull alat angkut adalah 21,9 menit untuk Caterpillar CAT 777E dan pada Komatsu HD 785-7 sebesar 21,85 menit, tetapi data pengamatan langsung di lapangan untuk waktu tempuh kondisi bermuatan pada Caterpillar CAT 777E adalah 23,01 menit dan Komatsu HD 785-7 adalah 23,34 menit. Konsumsi bahan bakar aktual dan perhitungan untuk Caterpillar CAT 777E adalah 64,15 liter/jam dan 60,61 liter/jam, pada Komatsu HD 785-7 adalah 75,45 liter/jam dan 72,45 liter/jam, sedangkan berdasarkan perhitungan rimpull untuk Caterpillar CAT 777E menurun menjadi 57,92 liter/jam, pada Komatsu HD 785-7 menurun menjadi 70,54 liter/jam (Lampiran P). Produksi alat angkut Caterpillar CAT 777E aktual adalah 85,33 BCM/jam, perhitungan waktu edar adalah 82,22 BCM/jam dan seharusnya berdasarkan rimpull adalah 86,39 BCM/jam, untuk produksi alat angkut Komatsu HD 785-7 aktual adalah 86,40 BCM/jam, perhitungan waktu edar adalah 79,41 BCM/jam dan seharusnya berdasarkan rimpull adalah 86,21 BCM/jam (Lampiran K, L, dan Q).

4.3. Perbaikan Kondisi Jalan Angkut dan Waktu Tunggu Terhadap Rasio Bahan Bakar Alat Angkut.

Data rasio bahan bakar alat angkut berdasarkan aktual perusahaan diketahui Komatsu HD 785-7 dengan rasio bahan bakar 0,87 liter/Bcm dan Caterpillar CAT 777E sebesar 0,75 liter/Bcm, dari data tersebut dapat dilihat alat angkut Komatsu HD 785-7 belum memenuhi target rasio bahan bakar yang diharapkan perusahaan yakni 0,8 Liter/Bcm. Perbaikan kondisi jalan angkut di beberapa segmen yang memenuhi persyaratan dan pengurangan konsumsi bahan bakar alat angkut pada saat waktu tunggu dapat menurunkan tingkat rasio bahan bakar untuk kedua alat angkut menjadi 0,70 Liter/Bcm pada Komatsu HD 785-7 dan 0,61 Liter/Bcm untuk Caterpillar CAT 777E. Rasio bahan bakar kedua alat angkut mengalami penurunan rata-rata 0,15 liter/Bcm yang artinya kedua alat angkut telah memenuhi target yang diharapkan perusahaan.

Waktu tunggu alat angkut dalam kondisi idle dan transmisi N (netral) mempengaruhi konsumsi bahan bakar perjamnya, dimana penggunaan RPM mesin dalam kondisi netral yaitu 700 RPM untuk alat angkut Komatsu HD 785-7 dan 550 RPM untuk Caterpillar

CAT 777E. waktu tunggu rata-rata perjam alat angkut yaitu 2,64 menit untuk Komatsu HD 785-7 dan 1,47 menit pada Caterpillar CAT 777E. Konsumsi bahan bakar alat angkut dalam kondisi idle dan transmisi N (netral) perjamnya didapatkan sebesar, 1,75 liter/jam untuk Komatsu HD 785-7 dan 0,84 liter/jam pada Caterpillar CAT 777E. Waktu tunggu kedua alat jika ditukar dengan kondisi waktu tunggu Caterpillar CAT 777E lebih lama, didapatkan Konsumsi bahan bakar saat waktu tunggu Caterpillar CAT 777E sebesar 1,47 Liter/jam dan Komatsu HD 785-7 sebesar 0,98 Liter/jam. Kondisi waktu tunggu ditukar dari kedua alat tersebut didapatkan rasio bahan bakar Caterpillar CAT 777E sebesar 0,60 Liter/Bcm dan Komatsu HD 785-7 sebesar 0,71 Liter/Bcm, konsumsi bahan bakar kedua alat angkut tetap memenuhi target rasio bahan bakar yang diharapkan perusahaan.

Perbaikan kondisi jalan angkut pada segmen jalan yang rusak akan menurunkan konsumsi bahan bakar dan meningkatkan produksi alat angkut pada pemindahan lapisan penutup. Waktu tempuh pengangkutan lapisan penutup dari loading point menuju waste dump akan semakin cepat sehingga produksi semakin meningkat. Pada perhitungan waktu tempuh kondisi bermuatan dari loading point menuju waste dump berdasarkan pemakaian rimpull alat angkut Komatsu HD 785-7 adalah 21,01 menit, dan Caterpillar CAT 777E adalah 20,81 menit (Lampiran Q). Produksi alat angkut Komatsu HD 785-7 setelah perbaikan kondisi jalan angkut yaitu 88,21 BCM/Jam, dan Produksi alat angkut Caterpillar CAT 777E setelah perbaikan kondisi jalan angkut yaitu 90,91 BCM/Jam, dengan ambelasan tidak lebih dari 5 cm dan kemiringan jalan tidak lebih dari 8%.

Rasio bahan bakar setelah perbaikan kondisi jalan dengan ambelasan tidak lebih dari 5cm berdasarkan perhitungan rimpull alat angkut didapatkan nilai fuel ratio pada Caterpillar CAT 777E lebih baik dari Komatsu HD 785-7 dengan selisih 0,11 liter/BCM.

V. KESIMPULAN

5.1. Kesimpulan

Dari hasil penelitian dan perhitungan dapat disimpulkan beberapa hal sebagai berikut :

1. Kondisi jalan angkut pada segmen A-B, B-C, F-G, J-K, dan K-L yang masih kurang baik diakibatkan adanya kegiatan pemuatan dan penimbunan, dengan ambelasan antara 5,5 cm sampai 10 cm. Pada segmen jalan angkut F-G juga terdapat kemiringan jalan angkut yang melebihi rekomendasi perusahaan yaitu 9,19%. Kemampuan mengatasi tanjakan pada Komatsu HD 785-7 lebih baik daripada Caterpillar CAT 777E, yaitu pada maksimum kemiringan 14,3 %

sedangkan Caterpillar hanya 11,52%. Kemampuan mengatasi tanjakan pada Komatsu HD 785-7 ini menguntungkan jika desain tambang kedepannya akan banyak terdapat kemiringan jalan yang melebihi standar yang sudah ditentukan.

2. a. Konsumsi bahan bakar dan produksi alat angkut Komatsu HD 785-7 adalah

- Aktual data perusahaan, 75,45 ltr/jam dan 86,40 BCM/Jam.
- Berdasarkan perhitungan waktu edar, 72,45 ltr/jam dan 79,41 BCM/Jam.
- Berdasarkan perhitungan rimpull, 70,54 ltr/jam dan 84,82 BCM/Jam.
- Berdasarkan perbaikan kondisi jalan, 63,44 ltr/jam dan 88,21 BCM/Jam.

b. Konsumsi bahan bakar dan produksi alat angkut Caterpillar CAT 777e adalah

- Aktual data perusahaan 64,15 ltr/jam dan 85,33 BCM/Jam.
- Berdasarkan perhitungan waktu edar 60,61 ltr/jam dan 82,22 BCM/Jam.
- Berdasarkan perhitungan rimpull, 57,92 ltr/jam dan 86,39 BCM/Jam.
- Berdasarkan perbaikan kondisi jalan 56,11 ltr/jam dan 90,91 BCM/Jam.

c. Rasio bahan bakar aktual, pengamatan waktu edar dan berdasarkan pada perhitungan rimpull alat angkut didapatkan nilai fuel ratio yang lebih baik pada Caterpillar CAT 777E. Rasio bahan bakar aktual untuk Caterpillar CAT 777E adalah 0,75 Liter/BCM. Rasio bahan bakar pengamatan waktu edar dan berdasarkan perhitungan rimpull untuk Caterpillar CAT 777E adalah 0,74 Liter/BCM dan 0,67 Liter/BCM, sedangkan Rasio bahan bakar aktual untuk Komatsu HD 785-7 adalah 0,87 Liter/BCM. Rasio bahan bakar pengamatan waktu edar dan berdasarkan perhitungan rimpull untuk Komatsu HD 785-7 adalah 0,91 ltr/bcm dan 0,81 ltr/bcm.

3. Perbaikan kondisi jalan tambang pada beberapa segmen paling memungkinkan dapat memperbaiki rasio bahan bakar, konsumsi bahan bakar dan mempersingkat waktu edar alat angkut untuk kedua jenis alat angkut yang ada. Performa dari alat angkut Caterpillar CAT 777E memiliki nilai rasio bahan bakar yang lebih baik dari Komatsu HD 785-7 yang merupakan keuntungan bagi perusahaan dalam mencapai target produksi serta biaya produksi alat angkut. Konsumsi bahan bakar pada liter/jam pada Caterpillar CAT 777E lebih rendah 11,3 Liter/Jam dari Komatsu HD 785-7 berdasarkan data historis perusahaan dan berdasarkan perhitungan rimpull 12,62 Liter/Jam, hal ini disebabkan daya mesin pada

Caterpillar CAT 777E lebih kecil, yaitu 463,16 kW dari Komatsu HD 785-7 sebesar 545,36 kW dengan daya mesin yang lebih kecil namun cukup dan sesuai dengan kondisi jalan tambang. Perbaikan kondisi jalan dan pengurangan konsumsi bahan bakar saat waktu tunggu alat angkut didapatkan rasio bahan bakar setelah perbaikan untuk Komatsu HD 785-7 ialah 0,7 Liter/Bcm dan Caterpillar CAT 777E sebesar 0,61 Liter/Bcm, dengan demikian pada Komatsu HD 785-7 yang sebelumnya belum memenuhi standar perusahaan telah memenuhi namun tetap tidak lebih baik dari Caterpillar CAT 777E.

5.2. Saran

1. Meningkatkan pengawasan dan perawatan jalan angkut dengan cara memonitor dan koordinasi kepada bagian Pit Service sehingga tidak terjadi ambelasan yang menghambat laju kendaraan apalagi saat musim penghujan, serta perencanaan dan penurunan kemiringan segmen jalan F-G yang memiliki kemiringan jalan lebih dari rekomendasi perusahaan ($\geq 8\%$).
2. Alat angkut Komatsu HD 785-7 dengan daya mesin yang lebih besar yaitu 545,36 kw sedangkan Caterpillar CAT 777E 463,16, lebih di anjurkan berkegiatan pada front penambangan yang lebih sulit dan banyak terdapat grade jalan yang cukup curam, karena mampu menghasilkan rimpull lebih besar.
3. Perlunya pengaturan lalu lintas alat angkut yang lebih baik agar dapat mengatasi kepadatan pada persimpangan jalan yang ada dan meminimalkan mesin hidup pada saat waktu tunggu atau tidak sedang berkegiatan agar tidak menggunakan bahan bakar dengan percuma.

VI. DAFTAR PUSTAKA

1. B.Hermans, 2017, *Properts geometri silinder motor bakar*, <http://www.google.com/geometrsilinder>, (diakses tanggal 20 maret 2019).
2. Indonesianto Yanto, 2013, *Pemindahan Tanah Mekanis*, UPN "Veteran" Yogyakarta
3. J. Uicker; G. R. Pennock; dan J. E. Shigley, 2003, *Theory of Machines and Mechanisms*, Oxford University Press, New York
5. Jonathan Sarwono, 2006, *Metode Penelitian Kuantitatif & Kualitatif*, Graha Ilmu Yogyakarta.
6. R.L Peurifoy; Clifford J; Schexnayder; dan Aviad Shapira, 2006, *Construction Planning, Equipment, and Method 7th Edition*, McGraw-Hill, New York.

7. Sukirman, Silvia, 1999, *Dasar-Dasar Perencanaan Geometrik Jalan*, Bandung, Nova
8. Suwandi Awang, 2004, *Diklat Perencanaan Tambang Terbuka* : Jurusan Teknik Pertambangan Unisba, Bandung.
9. Walter W Kaufman dan James C. Ault, 1977, *Design of Surface Mine Haulage Roads - A Manual*, U. S. Department of the Interior, USA.
10. _____, AASHTO (American Association of State Highway and Transportation Officials, 1982, *AASHTO Materials, Part 1, Specifications*, Washington, DC, USA.
11. _____, Caterpillar, 2007, *Caterpillar : Caterpillar Performance Handbook Edition 47*, Illinois, U.S.A
12. _____, Departemen Produksi PT. Kideco Jaya Agung , 2018, *Tinjauan Umum Perusahaan*, Balikpapan.
13. _____, Departemen Geologi PT. Kideco Jaya Agung , 2018, *Tinjauan Geologi umum*, Balikpapan.
14. _____, Komatsu, 2009, *Komatsu : Specification & Application Handbook Edition 30*, Japan.
15. _____, PT. Bukit Makmur Mandiri Utama, 2017, *Mine infrastructure, Engineering Division*, Indonesia.

The Wave Effect Analysys Caused by Blasting Toward Highwall Slope Stability at Coal Mining, Pit 3000 Block 05 Sb 1, Pt. Trubaindo Coal Mining, Kutai Western District, East Kalimantan Province

Guntur Suryo Putro, Bambang Wisaksono, S Koesnaryo

Bachelor of Mining Engineering Study Program, Mining Engineering Department,
Faculty of Mineral Technology, UPN "Veteran" Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55283

Abstract

PT. Trubaindo Coal Mining (PT. TCM) is a coal mining company located in West Kutai, East Kalimantan. Demolition of overburden layer is done by drilling and blasting can effect results primarily blasting ground vibration for highwall slope stability. Controlled blasting activities undertaken in 3000 Pit Block 05 using linedrill.

Vibration measurement data obtained from the reading apparatus is not necessarily a factor affecting vibration highwall slope stability, but with the direction of propagation horizontal vibrations that cause the decrease highwall slope stability. The maximum horizontal acceleration arising from blasting activities as parameters that play a role in the stability of the slope obtained by linking the PPA with the equation $A_{max} = 0.5167 \times PPA$.

Therefore, to determine the effect of ground vibration due to blasting for highwall slope stability modeling needs to be done cross-section A-A', B-B', C-C', D-D' and E-E'. Results of prediction equations safety factor value of each cross-section as follows:

- Section of A-A', $FK = 5,1489 a_{max}^6 - 32,719 a_{max}^5 + 79,933 a_{max}^4 - 93,928 a_{max}^3 + 54,189 a_{max}^2 - 13,898 a_{max} + 1,30852$
- Section of B-B', $FK = 0,4838 a_{max}^6 - 3,0058 a_{max}^5 + 7,0149 a_{max}^4 - 7,6767 a_{max}^3 + 4,4953 a_{max}^2 - 2,4997 a_{max} + 1,44549$
- Section of C-C', $FK = 1,2021 a_{max}^6 - 7,4203 a_{max}^5 + 16,907 a_{max}^4 - 17,239 a_{max}^3 + 8,0429 a_{max}^2 - 2,8212 a_{max} + 1,3628$
- Section of D-D', $FK = 5,279a a_{max}^6 - 33,941 a_{max}^5 + 84,105 a_{max}^4 - 100,68 a_{max}^3 + 59,648 a_{max}^2 - 15,946 a_{max} + 1,57907$
- Section of E-E', $FK = -1,9442 a_{max}^6 + 11,453 a_{max}^5 - 24,289 a_{max}^4 + 20,677 a_{max}^3 - 2,7313 a_{max}^2 - 4,8741 a_{max} + 1,65573$

The calculation results of critical maximum horizontal acceleration for every cross-section varies as the follows:

- Section of A-A', $a_{max-critical} = 0,007 \text{ g}$
- Section of B-B', $a_{max-critical} = 0,118 \text{ g}$
- Section of C-C', $a_{max-critical} = 0,062 \text{ g}$
- Section of D-D', $a_{max-critical} = 0,025 \text{ g}$
- Section of E-E', $a_{max-critical} = 0,09 \text{ g}$

Variation is influenced by the thickness of the layer of top soil (top soil) and any cross-sectional geometry highwall slope.

Keywords: Blasting, Ground Vibration, Peak Particle Velocity (PPV), Peak Particle Acceleration (PPA), Horizontal Maximum Acceleration (a_{max})

1. PRELEMINARY

1.1. Background

PT. Trubaindo Coal Mining (PT. TCM) is a private company engaged in coal mining. Mining system applied by PT. TCM is a system of open-pit mining (surface mining). Overburden demolition activities in PT. TCM is done today is with drilling and blasting. Such activities may cause effects such as stone fly (flying rock), the sound of explosions (air blast), and in particular the vibration ground (ground vibration). The impact of ground vibrations emerging from the blasting activities also affect the

stability of the walls of highwall that could potentially lead to the occurrence of avalanches due to horizontal acceleration that appears mainly to Pit 3000 Block 05 which every day perform blasting activities.

This research was conducted by analyzing the factors that influence the magnitude of ground vibrations due to blasting of the highwall slope stability is like blasting geometry, the nature of the explosives used and the distance to the vibration monitoring sites. This study is thus expected to generate design blasting geometry which suitable in

Pit 3000 Block 05 with a max which secure against highwall slope stability.

1.2. The Observation Aims

1. Determine the factors that influence the results of blasting ground vibration for highwall slope stability.
2. Determining the value equation of PPV, PPA, a_{max} and appropriate FK in Pit 3000 Block 05 SB 1 PT. TCM.
3. Determine the value limit of a_{max} that affect the value of the safety factor for highwall slope.

1.3. Scope of Problem

1. Approach PPA prediction using method of determining a scaled distance on the longitudinal wave.
2. Fragmentation is a concern in the design geometry blasting of PT. TCM.
3. Do not give recommendations slope geometry.
4. The safety factor equation for value prediction is derived from the design of the final pit in 2014.

1.4. The Observation Benefits

1. The results of this study are expected to be used as research material for comparative studies related to ground vibrations due to blasting of the highwall slope stability.
2. To be the basis for determining the company's policy in preparing planning design of blasting geometry and geometry of the slopes.

2. Observation

2.1. The Research Location

PT. TCM managing coal mining region by permission PKP2B (Perjanjian Kerjasama

Pengusahaan Pertambangan Batubara/in english: Coal Cooperation Agreement) with a total area of 23,650 hectares is now divided into North Block and South Block. PT. TCM is astronomically located at position 115°30'00 "BT – 115°51'30" BT and 0°27'44 "LS – 0°51'41" LS includes Muara Lawa, Muara Pahu, District of Peace, District and Sub-District Bentian Great Melak, Kutai Barat - East Kalimantan (see Picture 1).

Coal mining location in PT. TCM can be reached through three channels, namely:

1. Air Strip, using aircraft from Yogyakarta route Yogyakarta - Balikpapan - Melak. Air line from Balikpapan - Melak can be reached within 30 minutes,
2. Strip land, from Samarinda at a distance of 300 km are reached within approximately 7 hours. The condition of the road is paved up to Kota Bangun, then through the streets of hardening up to the location of the mining activities of PT. TCM,
3. Transport water, is through the Mahakam river takes about 14 hours by boat river.

2.2. Geology and Stratigraphy

The main structure in the concession area of PT. TCM is dominated by folds associated with the main shear fault. Two major syncline separating coal carrier formation into two main areas, namely North Block and South Block. The main geological structures in the project area Trubaindo is syncline in the eastern part of the ocean known as the Cold syncline. The main carrier of coal formation on the top of the formation Pamaluan formed around the syncline axis. All parts of southeast syncline Cold is to be cut by a pair of major normal fault which limits Jembungan Anticline.



Picture 1. The Observation Map

3. THE RESULT OF OBSERVATION

3.1 Measuring Ground Vibration

Ground vibration measurements performed by InstanTel Blastmate III. InstanTel Blastmate InstanTel III is a product of Canada. This tool has three channels consisting of first channel is channel vibration recorder (geophones) are generated from the detonation of three components of the rock movement in the transverse direction, vertical and longitudinal. The second channel is the channel used to record water blast (microphone) generated during the blasting process, a third channel is a channel to connect the device to a computer or laptop (output recording data either from the vibrations and the results sound of an explosion) then the data is included in Blastware software.

3.2 Data Processing

3.2.1. Blasting Data

The data processing of the results of ground vibration measurements performed on Microsoft Excel software. The data used for this study is the measurement data of ground vibration at 3000 Pit Block 05 SB 1 with a total data 32 field measurement data. The data is then analyzed using non-linear regression models of geometric (power) to obtain formula of relationship between the peak particle velocity (PPV), peak particle acceleration (PPA) with the scaled distance (SD). Linear regression for a maximum horizontal acceleration (a_{max}) with PPA and regression polynomial for correlation value of safety factor with the maximum horizontal acceleration (a_{max}).

3.2.2. Geotechnical Data

Manufacture of modeling a cross section A-A', B-B', C-C', D-D' and E-E' which is based on differences in Pit slope design geometri 3000 Block 05. From the modeling analyzed every cross-section with safety factor use software version 5.0 slide.

4. DISCUSSION

4.1 Prediction Equations of Vibration Monitoring Land Result

Of the 32 monitoring data obtained blasting prediction equation to determine the relationship of the ground shaking following highwall slope stability

1. Prediction of the equation PPV

Of the 32 vibration monitoring data obtained PPV formulation with SD method using non-linear regression analysis of power in Pit 3000 Block 05 and the formulation of the $PPV = 90,896(SD)^{0.896}$

2. Prediction equations of PPA

Approach to get a prediction of PPA longitudinal wave with an SD of 32 Data obtained formulation $PPA = 0,4835(SD)^{0.768}$.

4.2 The Relationship between the value of Slope Safety Factor with a_{max}

Pit sectional modeling in 3000 Block 05 is done 5 times a modeling analysis because there are differences in slope geometry and thickness of the layer of top soil that makes the relationship approach with a_{max} safety factor value varies with equations in Table 1.

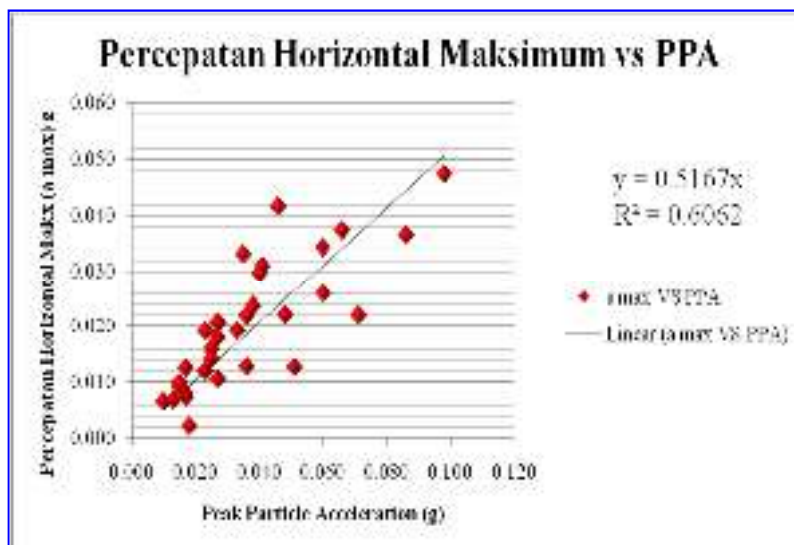
Table 1. The relationship between the value of the safety factor a_{max}

No.	Sectional	The relationship equation of a max with Factor Security
1	A-A'	$FK = 5.1489(a_{max})^6 - 32.719(a_{max})^5 + 79.933(a_{max})^4 - 93.928(a_{max})^3 + 54.189(a_{max})^2 - 13.898(a_{max}) + 1.30874$
2	B-B'	$FK = 0.4838(a_{max})^6 - 3.0058(a_{max})^5 + 7.0149(a_{max})^4 - 7.6767(a_{max})^3 + 4.4953(a_{max})^2 - 2.4997(a_{max}) + 1.44549$
3	C-C'	$FK = 1.2021(a_{max})^6 - 7.4203(a_{max})^5 + 16.907(a_{max})^4 - 17.239(a_{max})^3 + 8.0429(a_{max})^2 - 2.8212(a_{max}) + 1.3628$
4	D-D'	$FK = 5.279(a_{max})^6 - 33.941(a_{max})^5 + 84.105(a_{max})^4 - 100.68(a_{max})^3 + 59.648(a_{max})^2 - 15.946(a_{max}) + 1.57907$
5	E-E'	$FK = -1.9442(a_{max})^6 + 11.453(a_{max})^5 - 24.289(a_{max})^4 + 20.677(a_{max})^3 - 2.7313(a_{max})^2 - 4.8741(a_{max}) + 1.65573$

4.3 The Relationship of a_{max} with PPA

equation of calculation coefficient a_{max} as a result blasting ground vibration affecting slope stability which obtained from the

analysis coefficient of the relation of a_{max} with PPA (Wong, 1992) using linear regression. $a_{max} = 0,5167xPPA$ equation. See Picture 1.



Picture 1. The Relationship of a_{max} with PPA

4.4 The Relationship of Distance and Explosives Actual Stuffing with B-B' Highwall Slope

Equation formula that has been obtained is used to analyze the influence of blasting

activities in Pit 3000 Block 05 slope stability with studies B-B'. Results of the effect of ground vibration blasting activity of the highwall slope stability can be seen in Table 2.

Table 2. Recapitulation of a_{max} on B-B' sectional

No.	Date of Observation	Location	Distance (m)	Jenis Bahan Peledak/17	Prediksi			
					PPV (mm/s)	PPA (g)	a_{max} (g)	FK
1	14 Mei 2015	Interburden East	77	32512	5,557	0,044	0,023	1,389
2	18 Mei 2015	Interburden	87	101,68	13,355	0,093	0,050	1,331
3	19 Mei 2015	Expose Seam 3000	115	314,04	17,014	0,115	0,061	1,308
4	22 Mei 2015	Interburden West	391	209,36	4,739	0,038	0,020	1,396
5	27 Mei 2015	Expose Seam 3000 East	711	209,36	2,774	0,024	0,013	1,414
6	29 Mei 2015	Extend 3000 West	247	209,36	7,152	0,055	0,029	1,376
7	1 Juni 2015	Extend 3000 East	889	314,06	2,723	0,024	0,013	1,414
8	2 Juni 2015	Expose Seam 3000 West	223	104,68	5,746	0,045	0,024	1,388
9	4 Juni 2015	Bench Blasting	9,5	209,36	132,515	0,668	0,345	0,888

4.5 Comparison of Standard Calculation a_{max} between Seed (1972), Wong (1992), and the CDMG (1997) against Score Prediction of Factor Security

Election prediction calculation a_{max} value is determined based on conditions on the ground so that the approach according to

Wong further demonstrate the results of the effect of vibration on the stability of highwall slopes in the pit 3000 Block 05 SB 1 PT. TCM because the coefficients are determined to predict the value of a_{max} is based on the actual analysis coefficients in the field. See Table 3.

Table 3. Recapitulation of a_{max} toward Safety Factor Value

No.	Tanggal Pengamatan	Lokasi	Jarak (m)	Isian Bahan Peledak / 17 ms (kg)	Prediksi									
					PPV USBM (mm/s)	PPA Wong (g)	PPA CDMG (g)	PPA Seed (g)	a max Wong (g)	a max CDMG (g)	a max Seed (g)	FK Wong	FK CDMG	FK Seed
1	6 Mei 2015	Interburden East	567	628,08	5,557	0,044	0,036	0,036	0,023	0,018	0,007	1,391	1,402	1,428
2	15 Mei 2015	Interburden	87	104,68	13,355	0,093	0,068	0,068	0,048	0,034	0,014	1,334	1,366	1,412
3	19 Mei 2015	Expose Seam 3000	115	314,04	17,014	0,115	0,120	0,120	0,059	0,060	0,024	1,311	1,310	1,388
4	22 Mei 2015	Interburden West	391	209,36	4,739	0,038	0,018	0,018	0,020	0,009	0,004	1,398	1,423	1,436
5	27 Mei 2015	Expose Seam 3000 East	711	209,36	2,774	0,024	0,021	0,021	0,013	0,011	0,004	1,415	1,419	1,435
6	29 Mei 2015	Extend 3000 West	247	209,36	7,152	0,055	0,050	0,050	0,028	0,025	0,010	1,378	1,385	1,421
7	1 Juni 2015	Extend 3000 East	889	314,06	2,723	0,024	0,026	0,026	0,012	0,013	0,005	1,415	1,414	1,433
8	2 Juni 2015	Expose Seam 3000 West	223	104,68	5,746	0,045	0,016	0,016	0,023	0,008	0,003	1,389	1,426	1,438
9	4 Juni 2015	Bench Blasting	9,5	209,36	132,515	0,668	0,697	0,697	0,345	0,348	0,139	0,888	0,885	1,166

4.6 The value of a_{max} -critical every Highwall Slope Sectional Modeling Pit 3000 Block 05

Slope geometry difference produces different a_{max} value for each modeling a cross section

in Pit 3000 Block 05. From the results of the predictive value of the safety factor can be concluded that optimal slope geometry on the geometry of highwall slopes B-B' caused by a_{max} -biggest critical. Can be seen in Table 4.

Table 4. Recapitulation of a_{max} -critical every sectional modeling

No.	Operasi Peledakan	Penampang									
		A-A'		B-B'		C-C'		D-D'		E-E'	
		a max-pemantauan	a max-kritis	a max-pemantauan	a max-kritis	a max-pemantaua	a max-kritis	a max-pemantauan	a max-kritis	a max-pemantauan	a max-kritis
1	6 Mei 2015	0,023		0,023		0,023		0,023		0,023	
2	15 Mei 2015	0,048		0,048		0,048		0,048		0,048	
3	19 Mei 2015	0,059		0,059		0,059		0,059		0,059	
4	22 Mei 2015	0,020		0,020		0,020		0,020		0,020	
5	27 Mei 2015	0,013	0,0070	0,013	0,1180	0,013	0,0620	0,013	0,0250	0,013	0,0900
6	29 Mei 2015	0,028		0,028		0,028		0,028		0,028	
7	1 Juni 2015	0,012		0,012		0,012		0,012		0,012	
8	2 Juni 2015	0,023		0,023		0,023		0,023		0,023	
9	4 Juni 2015	0,345		0,345		0,345		0,345		0,345	

4.7 Comparison of Distance and Field Hole Blasting Explosive End Actual Study and Recommendations to the classification of land as a result of Blasting Vibration on the Slope Stability

Controlled blasting for blasting levels using line hole drill conducted at PT. TCM

particularly in Pit 3000 Block 05 have not in accordance to the theoretical. Especially in the field of explosive end of the pit area the greatest influence on the value of a_{max} that can affect the stability of the highwall slopes. Recommendations and their predictive value a_{max} can be seen in Table 5.

Table 5. Recapitulation of the effect of ground vibration blasting results

No.	Keterangan	Parameter					Klasifikasi				
		Burden Linedrill (m)	Burden Lubang Ledak (m)	Powder Charge (m)	Isian Bahan Peledak (kg)	PPV (mm/s)	a max (g)	Dyno Nobel	Langefors, Westerberg dan Kihlstron (1958)	Call and Nicholas	Index a max
1	Aktual	4	9,5	4,3	209,36	132,515	0,358	Kerusakan Ringan	Retakan Sedang	Sedikit Kerusakan	Mengganggu Kestabilan
2	Rekomendasi	4	12	2	54,294	68,63	0,161	Ambang Kerusakan	Tidak Ada Kerusakan	Sedikit Kerusakan	Mengganggu Kestabilan

5. CONCLUSION AND SUGGESTION

5.1 Conclusion

1. Based on the calculations predicted a a_{max} received slope of blasting levels at 0358 g classified destabilize the slopes with a value of Safety Factor into 0873, it is influenced by several factors such as the reduction hole spacing explosive end to toe level of influence in the form of a narrowing burden holes linedrill 9 m to 4 m and the width of the formation of the design level of 5 m to 4 m, and 2 locations overburden blasting operations carried out at the same time.

- Application of controlled blasting using drill hole line drill have not in accordance, especially in the field of stuffing explosives of final explosive hole.
- The equation to determine the maximum horizontal acceleration in Pit 3000 Block 05 PT. TCM is a $a_{max} = 0.5167 \times \text{PPA}$.
- Differences slope geometry will affect the great value of a a_{max} -critical of modeling cross section made in Pit 3000 Block 05 can be seen as follows :
 - Sectional of A-A' a_{max} -critical = 0,007 g
 - Sectional of B-B' a_{max} -critical = 0,118 g

- c. Sectional of C-C' a_{max} -critical = 0,062 g
- d. Sectional of D-D' a_{max} -critical = 0,025 g
- e. Sectional of E-E' a_{max} -critical = 0,09 g

5.2 Suggestions

1. Improvements to the formation width of the level become 5 m in accordance with the design, increasing the distance burden linedrill hole 9 m from toe levels of influence, reducing field by 50% for final explosive hole, and change in hole delay becomes 2 differences between location 1 to location 2 of 400 ms to 500 ms (in accordance to blasting accessories provided by PT.TCM) which aims to avoid two or more holes exploded simultaneously in the same delay so it can produce a reduction in the value of a prediction of actual a_{max} 0.358 g to 0.161 g with Safety Factor value = 0.873 into 1,131.
2. From the research, the optimal highwall slopes geometry in Pit 3000 Block 05 on modeling a cross section of B-B' caused by being able to accept a biggest a_{max} -critical compared to other cross-sectional modeling..
3. Calculation and recommendation of a_{max} value have not calculated the value of reduction at the ground vibration result from blasting operations with the using of linedrill hole that conducted by company as the blasting controller so recommendation must be analyzed further more in field application.

6. Bibliography

1. Berta, G., 1985, *Explosives; an Engineering Tool*, Italesplosivi, Milano.
2. Dowding Charles H, 1984, *Blast Vibration Monitoring and Control*, Northwestern University, USA.
3. Hustrulid W., 1999, *Blasting Priciple For Open Pit Mining*, Colorado School of Mines, Golden, Colorado, USA.
4. Hemphill, Gary B., 1981, *Blasting Operations*, Hecla Mining Company.
5. Jimeno, C., Lopez, dkk, 1995, *Drilling and Blasting of Rocks*, A. A. Balkema Publishers, Rotterdam, Netherlands.
6. Course, R.L, P.E., Barkley, R.C, P.E., 2001, *Simplified Blast Monitoring For Geologists and Engineers At Open Pit Mines*, Call & Nichnolas, Inc.
7. Nobel, Dyno., 1998, *Efficient Blasting Technigues*, Blasting Dynamics, Asia Pacific Limited.
8. S., Koesnaryo, 2001, *Pemboran Untuk Penyediaan Lubang Ledak*, Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN "Veteran" Yogyakarta, Yogyakarta.
9. _____, 2009. *Modul Kursus Juru Ledak XV*, Pusdiklat Minerba, Bandung.
10. _____, Departemen Geoteknik PT. Trubaindo Coal Mining.
11. _____, Departemen Mine Plan PT. Trubaindo Coal Mining.
12. _____, Departemen Blasting and Explosive Management PT. Trubaindo Coal Mining.

Kajian Teknis Unit Peremuk Batu Andesit untuk Memenuhi Target Produksi dan Fraksi -30+20 Mm Di Pt. Amir Hajar Kilsil Kec. Pamotan, Kab. Rembang Provinsi Jawa Tengah

Sudaryanto, Gunawan Nusanto, Satria Mukhlis

UPN "Veteran" Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN "Veteran" Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55283
No. HP: 082136779889, email : satriabip@gmail.com

Abstract

PT. Amir Hajar Kilsil is a private company engaged in mining and stone crushing and limestone mills with certain grain sizes. The crushing plant where this research was conducted is located on Jalan Jatirogo - Pamotan, Pamotan District, Rembang Regency, Central Java. This research was conducted with the aim of studying the technical problems of a series of stone crusher units. The process of crushing the primary stone is used using Liming PE 600x900 jaw crusher, for secondary and tertiary crusher using Liming PEW 250x1200 jaw crusher. There are 4 fraction of final crushing products, namely -30 + 20mm, 33.94%, -20 + 10mm 43.96%, -10 + 5mm 9.49% and -5mm 12.61%. The results of the analysis found a production target of 22 tons / hour was not met which the current situation has only reached 16.65 tons / hour and the lack of fraction -30 + 20 mm which is the main product of crusher PT. The new Amir Hajar Kilsil reached 33.94% or 5.65 tons / hour which should have been $\geq 35\%$ or ≥ 7.7 tons / hour.

From the results of the study obtained the value of limiting reduction ratio for each crusher which is 2.34 for primary jaw crusher, 3.33 for secondary jaw crusher and 4.76 for tertiary jaw crusher. The effectiveness of primary jaw crusher is 34.72%, secondary jaw crusher is 49.33%, tertiary jaw crusher is 76.22%. Circular load generated by crusher units is 10.29 tons / hour with an initial feed of 16.65 tons / hour then the value of the distribution load ratio is 61.8%. The value of the availability of a device that is low Eut is 75% indicating that the working of the crusher tool is not maximal because the amount of effective working time is wasted due to unemployed crusher tools.

Alternative repairs are carried out by adding bait, and changing the close setting of the tertiary jaw crusher. From the results of the alternative repairs, production increases from 16.65 tons / hour to 22 tons / hour were obtained. The initial fraction of -30 + 20 mm was 33.94%, increasing to 38.95% or 8.569 tons / hour

Keywords: Crusher, Andesite, Comminution, Effective Working Time, Production

Ringkasan

PT. Amir Hajar Kilsil adalah perusahaan swasta yang bergerak di bidang pertambangan dan pabrik peremuk batuandesit dan batugamping dengan ukuran butir tertentu. Pabrik peremuk tempat penelitian ini dilakukan terletak di Jalan Jatirogo - Pamotan, Kecamatan Pamotan, Kabupaten Rembang, Jawa Tengah. Penelitian ini dilakukan dengan tujuan mengkaji permasalahan secara teknis dari rangkaian unit peremuk batuandesit. Proses peremukan primer batuandesit menggunakan *jaw crusher* Liming PE 600x900, untuk peremukan sekunder dan tersier menggunakan *jaw crusher* Liming PEW 250x1200. Terdapat 4 fraksi produk akhir peremukan yaitu ukuran -30 +20mm sebesar 33,94%, -20 +10mm 43,96%, -10 +5mm sebesar 9,49% dan -5mm sebesar 12,61%. Hasil dari analisis ditemukan tidak terpenuhinya target produksi sebesar 22 ton/jam yang mana keadaan saat ini baru mencapai 16,65 ton/jam dan kurangnya fraksi -30 +20 mm yang merupakan produk utama dari pabrik peremuk PT. Amir Hajar Kilsil yang baru mencapai 33,94% atau 5,65 ton/jam yang seharusnya $\geq 35\%$ atau $\geq 7,7$ ton/jam.

Dari hasil penelitian didapatkan nilai *limiting reduction ratio* tiap peremuk yaitu 2,34 untuk *jaw crusher* primer, 3,33 untuk *jaw crusher* sekunder dan 4,76 untuk *jaw crusher* tersier. Untuk efektivitas dari *jaw crusher* primer 34,72%, *jaw crusher* sekunder 49,33%, *jaw crusher* tersier 76,22%. Beban edar yang dihasilkan oleh unit peremuk sebesar 10,29 ton/jam dengan umpan awal sebesar 16,65 ton/jam maka didapat nilai nisbah beban edar sebesar 61,8%. Nilai ketersediaan alat yaitu Eut yang rendah sebesar 75% menunjukkan kerja alat peremuk belum maksimal dikarenakan banyaknya waktu kerja efektif yang terbuang dikarenakan alat peremuk menganggur.

Alternatif perbaikan dilakukan dengan penambahan umpan, dan mengubah *close setting* dari *jaw crusher* tersier. Dari hasil alternatif perbaikan tersebut diperoleh peningkatan hasil produksi dari 16,65 ton/jam menjadi 22 ton/jam. Untuk fraksi -30 +20 mm yang awalnya sebesar 33,94% meningkat menjadi 38,95% atau 8,569 ton/jam

Kata kunci : Unit Peremuk, Andesit, Kominusi, Waktu Kerja Efektif, Produksi

I. Pendahuluan

1.1. Latar Belakang

Setiap negara akan terus berkembang seiring kemajuan waktu untuk dapat memenuhi kebutuhan dari negara tersebut termasuk Indonesia. Indonesia merupakan negara berkembang yang akan terus melakukan pembangunan untuk menunjang kehidupan masyarakat. Indonesia memiliki wilayah yang sangat luas sehingga dibutuhkan banyak bahan baku dalam memenuhi kebutuhan pembangunan. Batuandesit merupakan salah satu bahan yang banyak dibutuhkan dalam pembangunan infrastruktur. Kabupaten Rembang memiliki cadangan batuandesit yang melimpah sehingga peluang tersebut dimanfaatkan dengan banyaknya usaha pertambangan batuandesit salah satu nya PT. Amir Hajar Kilsil.

PT. Amir Hajar Kilsil merupakan salah satu perusahaan yang bergerak dibidang penambangan dan pengolahan batuandesit. Lokasi pabrik pengolahan batuandesit milik PT. Amir Hajar Kilsil terletak di Desa Pamotan, Kecamatan Pamotan, Kabupaten Rembang, Propinsi Jawa Tengah.

Bahan baku diperoleh dari *Site* penambangan milik PT. Amir Hajar Kilsil yang terletak di Desa Sambong, Kecamatan Sedan, Kabupaten Rembang, dan hasil dari penambangan milik perusahaan lain. Unit pengolahan merupakan bagian penting dalam usaha pertambangan, karena dengan dilakukannya proses pengolahan maka suatu usaha pertambangan dapat memenuhi kebutuhan sesuai kebutuhan pasar. Proses pengolahan yang dilakukan adalah pengecilan ukuran butir salah satu nya adalah dengan menggunakan unit peremuk.

Untuk memenuhi kebutuhan pasar maka dilakukan proses pengecilan ukuran dari hasil tambang yang masih terlalu besar. Proses ini dilakukan di pabrik milik PT. Amir Hajar Kilsil dengan target produksi yang ditetapkan perusahaan sebesar 16,65 ton/jam. Terdapat 4 produk hasil proses pengecilan ukuran yaitu -30 + 20 mm, -20 + 10 mm, -10 + 5 mm dan -5 mm. Ukuran -30 + 20 mm merupakan produk utama dari PT. Amir Hajar Kilsil. Dalam upaya meningkatkan target produksi sebesar 22 ton/jam dan meningkatkan jumlah fraksi kasar lebih besar dari fraksi lainnya, maka dilakukan kajian teknis mengenai kegiatan pengecilan ukuran baik dari alat yang tersedia, *setting* yang digunakan dan pemilihan alat yang tepat.

1.2. Permasalahan

Permasalahan yang dihadapi pada unit peremuk adalah tidak terpenuhinya sasaran produksi yang direncanakan sebesar 22 ton/jam. Permasalahan kedua yang muncul adalah fraksi -30 + 20 mm dengan persentase 33,90 % belum dapat memenuhi kebutuhan target sebagai produk utama dari PT. Amir Hajar Kilsil sehingga diharapkan fraksi -30 + 20 mm dapat melebihi fraksi lain. Bagaimana kinerja alat peremuk saat ini dan

apakah dimungkinkan untuk dilakukan peningkatan produksi dna fraksi kasar.

1.3. Tujuan Penelitian

Adapun tujuan penelitian ini adalah :

- Peningkatan target produksi yang awalnya sebesar 16,65 ton/jam menjadi 22 ton/jam dengan mempertimbangkan nilai ketersediaan alat dan efektivitas alat.
- Melakukan perubahan *setting* pada *jaw crusher* untuk menaikkan jumlah fraksi kasar (-30 +20 mm) sehingga lebih banyak dibandingkan fraksi lainnya.

1.4. Batasan Masalah

Agar tujuan di atas dapat dicapai, maka perlu adanya pembatasan masalah yang dihadapi, antara lain:

- Penelitian dilakukan hanya menghitung produksi unit peremuk batuandesit.
- Penelitian hanya mengkaji dari segi teknis saja.
- Penelitian hanya dilakukan pada unit peremuk bagian Utara.

1.5. Metode Penelitian

1.5.1 Studi Literatur

Studi literatur dilakukan dengan mencari bahan pustaka yang menunjang penelitian. Bahan-bahan pustaka tersebut dapat diperoleh antara lain:

- Buku-buku di perpustakaan yang terkait dengan Batuandesit.
- Katalog alat-alat yang berhubungan dengan proses peremukan batuandesit.
- Skripsi-skripsi terdahulu yang berkaitan dengan peremukan batuandesit.

1.5.2. Pengamatan di Lapangan

Kegiatan ini dilakukan untuk melihat kondisi pabrik peremuk daerah penelitian secara nyata berupa tata letak peralatan, penanganan peralatan, serta kondisi kerja peralatan yang ada. Pengambilan data di lapangan yaitu pengumpulan data yang berkaitan dengan kegiatan penelitian, data yang dikelompokkan sebagai berikut :

- Data Primer

Data primer adalah data yang diambil langsung dari lapangan penelitian, data tersebut berupa:

 - Kapasitas produksi nyata dari tiap peralatan.
 - Distribusi dan tonase tiap fraksi dari umpan awal.
 - Distribusi dan tonase tiap fraksi produk dari tiap peralatan peremuk.
 - Distribusi dan tonase *oversize* dan *undersize* dari tiap *deck* pada *screen*.
 - Distribusi dan tonase produk akhir.
 - Nilai ketersediaan alat.

2. Data Sekunder
Data sekunder adalah data yang dikumpulkan baik dari data perusahaan maupun literatur yang berkaitan dengan kegiatan penelitian. Data tersebut seperti.
 - a. Data spesifikasi alat.
 - b. Data curah hujan dan peta lokasi.
 - c. Susunan pabrik peremuk.
 - d. Target produksi perusahaan

- 1.5.3. Pengolahan Data
Dari data yang diperoleh kemudian dilakukan proses pengolahan data yang berkaitan dengan kegiatan penelitian. Pengolahan data menggunakan rumus-rumus yang ada pada literatur
 - a. Menghitung kapasitas alat peremuk
 - b. Menghitung efektivitas alat peremuk
 - c. Menghitung beban edar alat peremuk
 - d. Menghitung produksi nyata alat peremuk
 - e. Menghitung nilai *reduction ratio*
 - f. Menghitung efisiensi ayakan
 - g. Menghitung nilai ketersediaan alat

- 1.5.4. Analisis Data
Analisis data hasil pengolahan data berupa efektivitas peremuk, nilai ketersediaan alat dan efisiensi ayakan. Dari data tersebut dapat diidentifikasi faktor teknis yang kemudian dicari usaha untuk meningkatkan efektivitas peralatan yang ada serta usaha untuk meningkatkan produksi produk unit peremuk batuandesit. Selain itu khusus untuk alat peremuk, nilai *reduction ratio* akan menunjukkan *closed setting* yang digunakan sudah tepat atau perlu perubahan *closed setting*. Efisiensi pada tiap *deck screen* akan menunjukkan produk hasil *screening* sudah baik atau belum.

- 1.6. Luaran
Luaran dari penelitian ini adalah:
 1. Peningkatan produksi pabrik peremuk
 2. Peningkatan jumlah fraksi -30 +20 mm
 3. Evaluasi nilai ketersediaan alat.

- 1.7. Manfaat Penelitian
Manfaat dari penelitian ini adalah:
 - a. Hasil penelitian dijadikan sebagai referensi perhitungan produksi unit peremuk batuandesit PT. Amir Hajar Kilsil.
 - b. Sebagai bahan studi perbandingan untuk penelitian selanjutnya yang berkaitan dengan produksi unit peremuk batuandesit.

II. Lokasi Penelitian

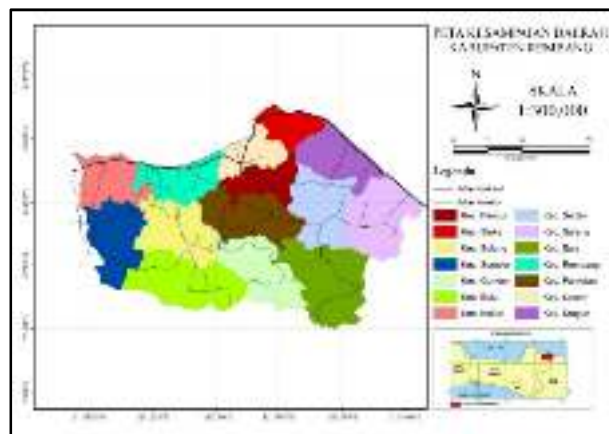
2.1. Lokasi dan Kesampaian Daerah

PT. Amir Hajar Kilsil adalah perusahaan swasta yang bergerak di bidang pertambangan dan pabrik peremuk batuandesit dan batugamping. Untuk lokasi penambangan batuandesit PT. Amir Hajar Kilsil secara administratif terletak pada Desa Sambong, Kecamatan Sedan, Kabupaten Rembang, Propinsi Jawa Tengah. Lokasi dari pabrik peremuk milik PT. Amir Hajar Kilsil terletak di Jalan Jatirogo - Pamotan, Kecamatan Pamotan, Kabupaten Rembang, Jawa Tengah dengan batas daerah :

- a. Sebelah Utara berbatasan dengan Kecamatan Pancur.
- b. Sebelah Barat berbatasan dengan Kecamatan Rembang.
- c. Sebelah Selatan berbatasan dengan Kecamatan Gunem.
- d. Sebelah Timur berbatasan dengan Kecamatan Sedan.

Dengan secara geografis terletak antara (111°32'14.2 –111°32'37) Bujur Timur dan (6°44'08.9 –6°44'28.6) Lintang Selatan. Desa Pamotan, Kecamatan Pamotan terletak di daerah perbukitan. Area tersebut berupa dataran rendah dan di kelilingi oleh pegunungan .

Desa Pamotan, Kecamatan Pamotan berjarak kurang lebih 263 km dari Yogyakarta. Dapat ditempuh dalam waktu 6 jam melalui jalan darat. Peta lokasi kesampaian daerah dapat dilihat pada gambar 1

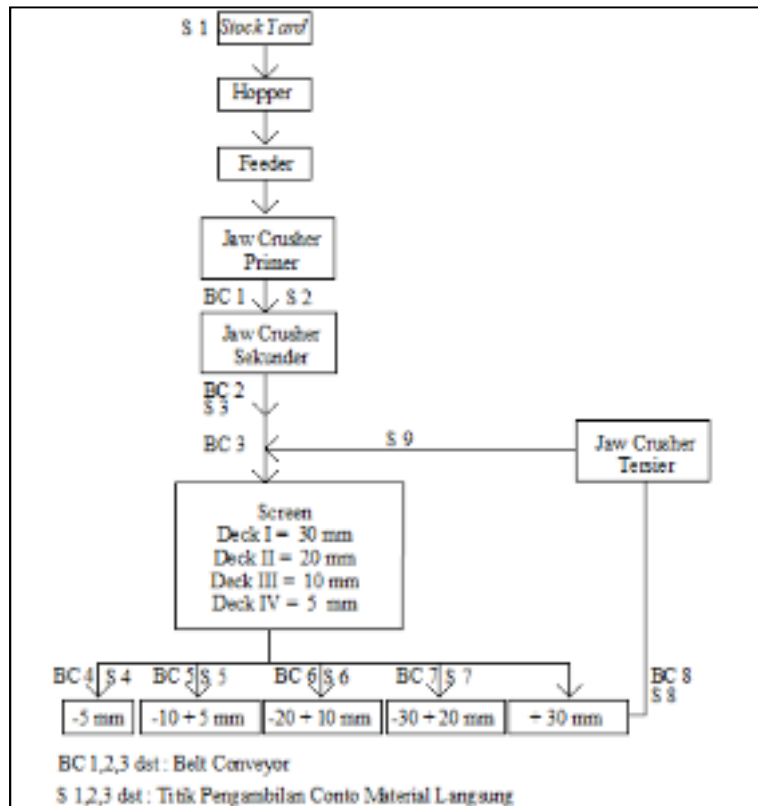


Gambar 1. Peta Kesampaian Daerah

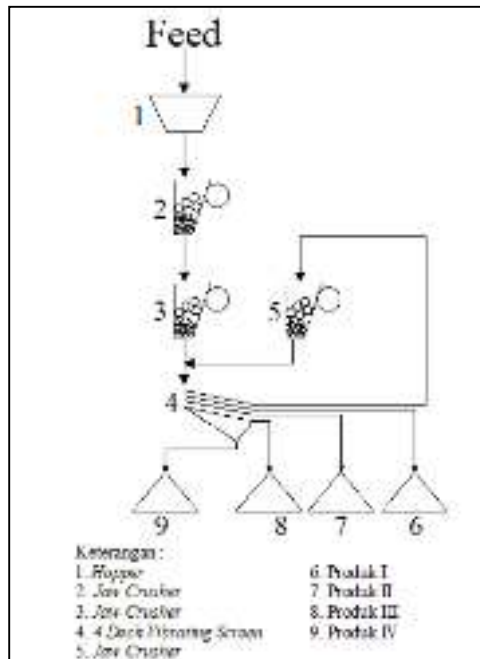
III. Hasil Pengujian

3.1. Kerja Pabrik Peremuk

Dalam memenuhi kebutuhan konsumen maka dilakukan proses pengecilan ukuran butir.



Gambar 2. Susunan Rangkaian Unit Peremuk



Gambar 3. Pictorial Flow Sheet Pengolahan

Di PT Amir Hajar Kilsa, rangkaian proses peremukannya sendiri menggunakan rangkaian tertutup yang berarti terdapat beban edar di dalam rangkaian peremukan.

3.2. Pengambilan Conto Material dan Pengumpulan Data.

Pengambilan conto dan pengumpulan data diperlukan sebagai bahan dalam suatu penelitian. Pengambilan conto material disesuaikan dengan jenis data yang diperlukan serta yang berhubungan dengan penelitian ini. Dalam melakukan pengambilan conto material digunakan beberapa alat bantu, seperti ember, meteran, penggaris, dan karung. Pengambilan conto material dilakukan pada titik berikut ini.

1. *Stockyard*
2. Produk dari *Jaw Crusher* primer
3. Produk dari *Jaw Crusher* sekunder
4. *Stockpile* produk I (-30 mm + 20 mm)
5. *Stockpile* produk II (-20 mm + 10 mm)
6. *Stockpile* produk III (-10 mm + 5 mm)

7. *Stockpile* produk IV (-5 mm)
8. *Oversize* dari lubang ayakan 30 mm
9. Produk dari *Jaw Crusher* tersier

Titik pengambilan conto materi al langsung dapat dilihat pada Gambar 4.1.

3.3. Kesetimbangan Material.

Material yang digunakan sebagai umpan berupa Batu andesit yang didapat dari tambang Batu andesit milik PT. Amir Hajar Kilsil. Berdasarkan pengukuran dan analisa, material umpan mempunyai ukuran bervariasi. Dengan distribusi ukuran umpan terbesar yang terdapat pada *stockyard* adalah 469 mm dan ukuran. umpan terkecil pada *stockyard* adalah -5 mm. Distribusi ukuran material pada *stock yard* dapat dilihat pada Tabel 1

Tabel 1. Distribusi Ukuran Material *Stockyard*

Ukuran Umpan (mm)	Persentase Volume (%)	Persentase Kumulatif (%)
-500 + 250	56,18	100
-250 + 100	19,68	43,82
-100 + 50	12,07	24,14
-50 + 30	7,38	12,07
-30 + 20	2,97	4,69
-20 + 10	1,48	1,72
-10 + 5	0,20	0,24
-5	0,04	0,04
Total	100	-

Dari data yang diperoleh, kemudian diolah dan didapatkan hasil produksi dari tiap-tiap peralatan pada pabrik peremuk.

1. Feeder.

umpan terbesar yaitu 470 mm dan ukuran produk terbesar 200 mm, sehingga didapatkan nilai *limiting reduction ratio* sebesar 2,34. Kapasitas nyata dari *jaw crusher primer* sebesar 16,65 ton/jam dengan

Feeder bekerja dengan kapasitas 16,65 ton/jam.

2. *Jaw Crusher Primer*.

Jaw Crusher Primer menggunakan *Close Setting* sebesar 70 mm dengan ukuran

distribusi ukuran umpan dapat dilihat pada Tabel 4.1. Distribusi produk hasil dari peremukan seperti pada Tabel 2.

Tabel 2. Distribusi Produk *Jaw Crusher Primer*.

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(%)	(Ton/Jam)	
-200 + 100	26,6	4,43	100
-100 + 50	22,8	3,80	73,4
-50 + 30	18,5	3,08	50,6
-30 + 20	13,6	2,26	32,1
-20 + 10	12,3	2,05	18,5
-10 + 5	5,4	0,90	6,2
-5	0,8	0,13	0,8
JUMLAH	100	16,65	

3. *Jaw Crusher Sekunder.*Tabel 3. Distribusi Produk *Jaw Crusher* Sekunder

Ukuran (mm)	Berat (%)	Berat (Ton/Jam)	Berat Kumulatif Lolos (%)
-50 + 30	41,3	6,88	100
-30 + 20	21,6	3,60	58,7
-20 + 10	12,1	2,01	37,1
-10 + 5	15,4	2,56	25
-5	9,6	1,6	9,6
JUMLAH	100	16,65	

Jaw Crusher sekunder menggunakan *Close Setting* sebesar 40 mm dengan ukuran umpan terbesar yaitu 200 mm dan ukuran produk terbesar 60 mm. Kapasitas nyata dari *jaw crusher sekunder* sebesar 16,65 ton/jam dengan distribusi ukuran umpan dapat dilihat pada Tabel 4.2. Distribusi produk hasil dari peremukan seperti pada Tabel 4.3.

4. *Jaw Crusher Tersier*

Jaw crusher tersier menggunakan *close setting* sebesar 20 mm dengan ukuran umpan terbesar yaitu 60 mm dan

ukuran produk terbesar 32,6 mm. Umpan dari *jaw crusher tersier* merupakan produk dari *jaw crusher* sekunder yang tidak lolos ayakan *deck* pertama.

Kapasitas nyata dari *jaw crusher* tersier sebesar 26,94ton/jam Distribusi dari umpan dan produk akhir *jaw crusher tersier* dapat dilihat pada Tabel 4 dan 5

Tabel 4. Distribusi Umpan *Jaw Crusher* Tersier

Ukuran (mm)	Berat (%)	Berat Kumulatif Lolos (%)
+30	70,78	100
-30 + 20	29,22	29,22
Jumlah	100	

Tabel 5. Distribusi Produk *Jaw Crusher* Tersier.

Ukuran (mm)	Berat (%)	Berat Kumulatif Lolos (%)
-50 + 30	4	100
-30 + 20	35,1	96
-20 + 10	30,4	60,9
-10 + 5	19,6	30,5
-5	10,9	10,9
JUMLAH	100	

5. *Screening.*

Umpan yang masuk berasal dari *jaw crusher* sekunder dan *jaw crusher* tersier dengan total umpan sebesar 26,94 ton/jam, dimana 16,65 ton/jam berasal dari *jaw crusher* sekunder dan 10,29 ton/jam berasal dari *jaw*

crusher tersier. Distribusi umpan dan produk *screen* dapat dilihat pada Tabel 4.8.

6. Efisiensi *Screen*

Efisiensi ini merujuk pada kemampuan *screen* dalam meloloskan umpan. nilai efisiensi dari 4- deck vibrating *screen* dapat dilihat pada tabel 6.

Tabel 6. Efisiensi *Screen*

Jenis <i>Screen</i>	Deck ke-	Ukuran opening (mm)	Efisiensi (%)
4 - Deck Vibrating <i>Screen</i>	1	30	84,73
	2	20	88,43
	3	10	50,41
	4	5	77,21

7. Beban Edar

Beban edar merupakan hasil peremukan yang belum memenuhi kriteria sebagai produk akhir dan akan diremuk kembali. Beban edar ini dihasilkan dari

oversize deck I pada *screen*. Besarnya beban edar yakni 10,29 ton/jam sedangkan umpan awal sebesar 16,65 ton/jam dengan demikian nilai nisbah beban edar yakni 61,8%

3.4.Reduction Ratio.

Perhitungan *reduction ratio* menggunakan *reduction ratio* 80% (RR80) dan *limitting reduction ratio* untuk

mengevaluasi kerja dari *crusher* yang ada. Untuk nilai *working reduction ratio* dan *apparent reduction ratio* merupakan nilai *reduction ratio* secara teoritis.

Tabel 8 *Reduction Ratio* Peremuk.

Peralatan	Nilai RR 80	<i>Limitting Reduction Ratio</i>	<i>Working Reduction Ratio</i>	<i>Apparent Reduction Ratio</i>
<i>Jaw Crusher</i> Primer	3,14	2,34	4,07	7,85
<i>Jaw Crusher</i> Sekunder	3,03	3,33	6,67	10,625
<i>Jaw Crusher</i> Tersier	1,80	4,76	10	10,625
Seluruh Proses	12,43	11,17	-	-

3.4. Efektivitas.

Efektivitas peralatan sebagai acuan tingkat penggunaan kapasitas nyata dari suatu peralatan dibandingkan kapasitas teoritis sehingga efektivitas peralatan pada pabrik peremuk dapat dilihat pada Tabel 9.

Tabel 9. Efektivitas Alat

Peralatan	Efektivitas (%)
<i>Jaw Crusher</i> Primer	34,72
<i>Jaw Crusher</i> Sekunder	49,33
<i>Jaw Crusher</i> Tersier	76,22
Belt conveyor I	8,721
Belt conveyor II	4,387
Belt conveyor III	14,17
Belt conveyor IV	1,353
Belt conveyor V	1,175
Belt conveyor VI	5,454
Belt conveyor VII	3,784
Belt conveyor VIII	6,098

3.5 Ketersediaan dan Penggunaan Alat.

Nilai-nilai tersebut menunjukkan keadaan peralatan yang sesungguhnya dari alat-alat tersebut dapat dilihat pada Tabel 4.10 (Lihat Lampiran I).

Tabel 10. Ketersediaan dan Penggunaan Alat

Data	<i>Jaw Crusher Primer</i>	<i>Jaw Crusher Sekunder</i>	<i>Jaw Crusher Tersier</i>	<i>Screen</i>	<i>Belt</i>
MA	0,987	0,992	0,994	0,993	0,992
PA	0,99	0,994	0,996	0,995	0,994
UA	0,757	0,758	0,758	0,758	0,758
Eut	0,75	0,753	0,755	0,754	0,753

IV. Pembahasan

Pada kegiatan peremukan batuandesit yang dilakukan oleh PT. Amir Hajar Kilsa, pabrik peremuk batuandesit memiliki produksi dan umpan pada *hopper* sebanyak 16,65 ton/jam serta menghasilkan produk akhir sebagai berikut:

1. Produk I, dengan ukuran -30 mm + 20 mm sebesar 5,65 ton/jam dengan persentase 33,94 %.

2. Produk II, dengan ukuran -20 mm + 10 mm sebesar 7,32 ton/jam dengan persentase 43,96 %.
3. Produk III, dengan ukuran -10 mm + 5 mm sebesar 1,58 ton/jam dengan persentase 9,49 %.
4. Produk IV, dengan ukuran -5 mm sebesar 2,10 ton/jam dengan persentase 12,61 %.

Produksi yang dilakukan menggunakan rangkaian tertutup, sehingga terjadi beban edar yaitu material

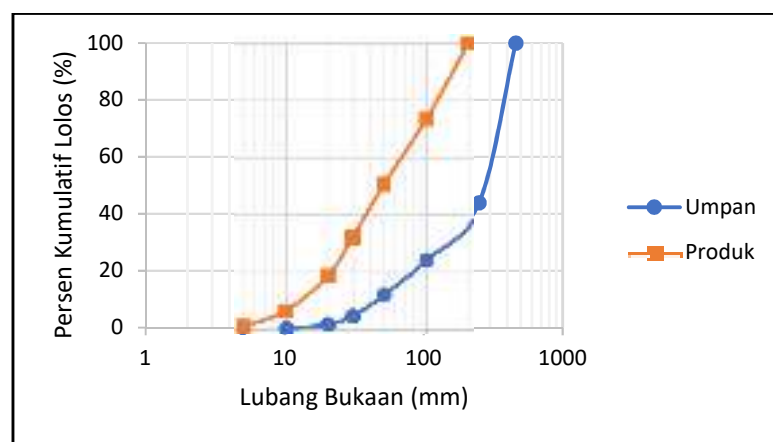
yang tidak lolos ayakan *deck* I akan diremuk kembali pada peremukan ketiga menggunakan *Jaw Crusher*, dengan berat beban edar sebesar 10,29 ton/jam atau dengan nisbah beban edar sebesar 61,80%.

4.1. Penilaian dari Alat Peremuk.

PT. Amir Hajar Kilsil melakukan proses peremukan batuandesit menggunakan beberapa peralatan diantaranya; 3 *Jaw Crusher*, 4- *deck vibrating screen*, *hopper*, *feeder* dan *belt conveyor*. Setelah dilakukan kegiatan penelitian, didapatkan beberapa faktor teknis yang menghambat produktivitas dari unit peremuk, yaitu :

1. Analisis alat peremuk.
 2. Analisis produk akhir.
- 4.1.1. Analisis Alat Peremuk.

Pada *jaw crusher* primer memiliki nilai efektivitas sebesar 34,72 %. Efektivitas dari *jaw crusher* primer masih kurang optimal, melihat kapasitas desain dari alat peremuk belum sesuai dibandingkan pada kapasitas nyata alat peremuk. Rendahnya nilai efektivitas pada *jaw crusher* primer diakibatkan kurangnya material yang menjadi umpan dari *jaw crusher* primer yaitu hanya sebesar 16,65 ton/jam sementara kapasitas desain dari *jaw crusher* primer sebesar 47,96 ton/jam. Nilai *reduction ratio* 80 *jaw crusher* primer yang didapatkan dari hasil penelitian yaitu sebesar 3,14 dan nilai *limiting reduction ratio* sebesar 2,34. Nilai *Reduction Ratio* 80 dan *Limiting Reduction Ratio* dari *jaw crusher* primer yang digunakan pada pabrik peremuk andesit sebagai peremuk pertama/primer relatif rendah.



Gambar 6. Grafik Distribusi Umpan dan Produk *Jaw Crusher* Primer

Nilai *Mechanical Availability* (MA) menunjukkan kesiapan suatu alat dari waktu yang hilang dikarenakan kerusakan atau gangguan alat. Nilai MA dari *Jaw Crusher* primer sebesar 98,7% dikarenakan gangguan yang terjadi pada *Jaw Crusher* I hanya membutuhkan waktu yang singkat untuk diperbaiki.

Nilai *Physical Availability* (PA) menunjukkan ketersediaan alat untuk melakukan kerja dengan mempertimbangkan waktu yang hilang dikarenakan gangguan diluar kondisi mekanis alat tersebut. Gangguan yang ada dapat berupa faktor cuaca maupun faktor dari operator. Nilai PA *Jaw Crusher* I sebesar 99%.

Nilai *Used of Availability* (UA) menunjukkan efisiensi kerja yang tersedia dimana alat tidak rusak. Nilai UA *Jaw Crusher* I sebesar 75,73%. Nilai UA yang rendah menunjukkan bahwa waktu yang terbuang sangat banyak sehingga harus dilakukan evaluasi

Nilai *Effective Utilization* (Eut) menunjukkan persen waktu yang dimanfaatkan oleh alat untuk bekerja dari sejumlah waktu yang tersedia. Nilai Eut *Jaw Crusher* I sebesar 75% menunjukkan pemanfaatan waktu kerja kurang optimal karena banyaknya waktu yang terbuang.

Untuk efektivitas dari *jaw crusher* sekunder sebesar 49,33%. Nilai tersebut diperoleh dari kapasitas nyata dari *jaw crusher* sekunder yaitu sebesar 16,65 ton/jam sementara kapasitas desain dari *jaw crusher* sekunder sebesar 33,75 ton/jam.

Nilai *Mechanical Availability* (MA) menunjukkan kesiapan suatu alat dari waktu yang hilang dikarenakan kerusakan atau gangguan alat. Nilai MA dari *jaw crusher* sekunder sebesar 99,17%.

Nilai *Physical Availability* (PA) menunjukkan ketersediaan alat untuk melakukan kerja dengan mempertimbangkan waktu yang hilang dikarenakan gangguan diluar kondisi mekanis alat tersebut. Gangguan yang ada dapat berupa faktor cuaca maupun faktor dari operator. Nilai PA *jaw crusher* sekunder sebesar 99,37%.

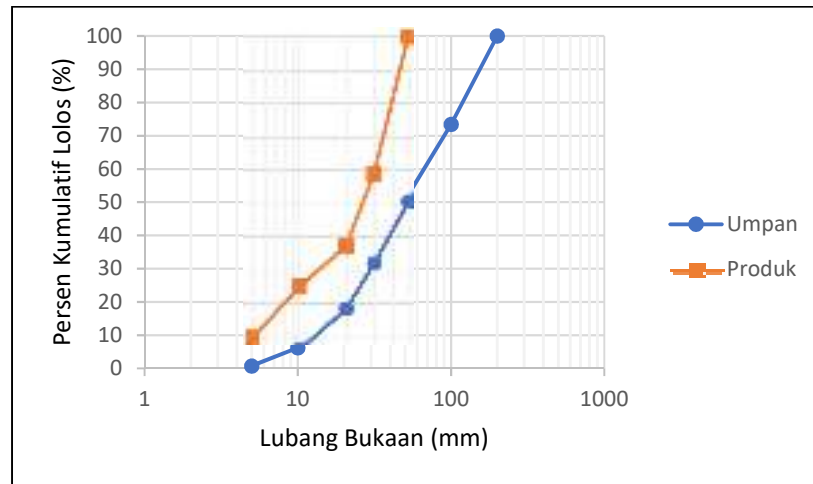
Nilai *Used of Availability* (UA) menunjukkan efisiensi kerja yang tersedia dimana alat tidak rusak. Nilai UA *jaw crusher* sekunder sebesar 75,81%. Nilai UA yang rendah menunjukkan bahwa waktu yang terbuang sangat banyak.

Nilai *Effective Utilization* (Eut) menunjukkan persen waktu yang dimanfaatkan oleh alat untuk bekerja dari

jumlah waktu yang tersedia. Nilai Eut *jaw crusher* sekunder sebesar 75,33% menunjukkan pemanfaatan waktu kerja kurang optimal karena banyaknya waktu yang terbuang.

Nilai *reduction ratio* 80 *jaw crusher* sekunder yang didapatkan dari hasil penelitian yaitu sebesar 3,03 dan

nilai *limiting reduction ratio* sebesar 3,33. Nilai *Reduction Ratio* 80 dan *Limiting Reduction Ratio* dari *jaw crusher* sekunder yang digunakan pada pabrik peremuk andesit sebagai peremuk kedua/sekunder relatif rendah, dikarenakan umpan yang masuk merupakan produk langsung dari *jaw crusher* primer sehingga ukuran umpan terlalu kecil.



Gambar 7. Grafik Distribusi Umpan dan Produk *Jaw Crusher* Sekunder

Untuk efektivitas dari *jaw crusher* tersier sebesar 76,33%. Nilai tersebut diperoleh dari kapasitas nyata dari *jaw crusher* sekunder yaitu sebesar 10,29 ton/jam sementara kapasitas desain dari *jaw crusher* sekunder sebesar 13,50 ton/jam.

Nilai *Mechanical Availability* (MA) menunjukkan kesiapan suatu alat dari waktu yang hilang dikarenakan kerusakan atau gangguan alat. Nilai MA dari *jaw crusher* tersier sebesar 99,4%

Nilai *Physical Availability* (PA) menunjukkan ketersediaan alat untuk melakukan kerja dengan mempertimbangkan waktu yang hilang dikarenakan gangguan diluar kondisi mekanis alat tersebut. Gangguan yang ada dapat berupa faktor cuaca maupun faktor dari operator. Nilai PA *jaw crusher* tersier sebesar 99,58%.

Nilai *Used of Availability* (UA) menunjukkan efisiensi kerja yang tersedia dimana alat tidak rusak. Nilai UA *jaw crusher* tersier sebesar 75,86%. Nilai UA yang rendah menunjukkan bahwa waktu yang terbuang sangat banyak.

Nilai *Effective Utilization* (Eut) menunjukkan persen waktu yang dimanfaatkan oleh alat untuk bekerja dari sejumlah waktu yang tersedia. Nilai Eut *jaw crusher* tersier sebesar 75,54% menunjukkan pemanfaatan waktu kerja kurang optimal karena banyaknya waktu yang terbuang.

Nilai *reduction ratio* 80 *jaw crusher* tersier yang didapatkan dari hasil penelitian yaitu sebesar 1,80 dan nilai *limiting reduction ratio* sebesar 4,76.

V. Pembahasan

Hasil evaluasi dan analisis terhadap kegiatan unit peremuk batu andesit di pabrik peremuk batu andesit

PT. Amir Hajar Kilsa yang dikaji secara teknis seperti yang telah diuraikan pada bab-bab sebelumnya maka dapat diambil kesimpulan sebagai berikut :

6.1. Kesimpulan

Kesimpulan yang didapatkan dari hasil pembahasan produksi unit peremuk adalah :

- Efektivitas pada alat peremuk yaitu sebesar 34,72% untuk *jaw crusher* primer, 49,33% untuk *jaw crusher* sekunder, dan 76,22% untuk *jaw crusher* tersier. Hal ini disebabkan oleh rendahnya kapasitas nyata pada *crusher* jika dibandingkan dengan kapasitas teoritisnya. Melihat nilai ketersediaan alat yang besar yaitu >90%, menunjukkan bahwa alat masih dalam kondisi yang baik dan layak digunakan. Nilai *Effective Utilization* (Eut) sebesar 75% menunjukkan *crusher* banyak menganggur, dikarenakan pengumpanan dari *wheel loader* tidak dilakukan secara terus menerus
- Untuk mencapai target produksi, maka umpan masuk yang awalnya 16,65 ton/jam ditingkatkan menjadi 22 ton/jam. Dilihat dari nilai Efektivitas dan ketersediaan alat, maka penambahan umpan dapat dilaksanakan.
- Merubah *close setting* pada *jaw crusher* tersier menjadi 40 mm akan meningkatkan fraksi -30 +20 mm dari 33,94% menjadi 38,95%, dan menurunkan fraksi -20 +10 mm dari 43,96% menjadi 37,50%, fraksi -10 +5 mm dari 9,49% menjadi 8,23%, dan fraksi -5 mm meningkat dari 12,61% menjadi 15,32%.

6.2. Saran

Dengan memperhatikan beberapa permasalahan yang terkait dalam upaya meningkatkan produksi batu andesit, maka saran-saran yang dapat diberikan adalah:

- a. Meningkatkan jumlah umpan yang masuk menjadi 22 ton/jam
- b. Melakukan pengumpanan secara terus menerus.
- c. Merubah ukuran *close setting* pada *jaw crusher* tersier dari 20 mm menjadi 40 mm agar dapat meningkatkan fraksi kasar

DAFTAR PUSTAKA

1. Jonathan Sarwono, 2006, *Metode Penelitian Kuantitatif & Kualitatif*, Graha Ilmu Yogyakarta
2. Uicker, G. R. Pennock, and J. E. Shigley, 2003, *Theory of Machines and Mechanisms*, Oxford University Press, New York
3. Kaufman, Walter W., dan James C. Ault, 1977, *Design of Surface Mine Haulage Roads - A Manual*, U. S. Department of the Interior, USA.
4. Komatsu, 2009, *Komatsu: Specification & Application Handbook Edition 30*, Japan.
5. Peurifoy, Robert L., Clifford J. Schexnayder, dan Aviad Shapira, 2006, *Construction Planning, Equipment, and Method 7th Edition*, McGraw-Hill, New York
6. Sukirman, Silvia, 1999, *Dasar-Dasar Perencanaan Geometrik Jalan*, Bandung,
7. Waterman Sulistyana, 2017, *Perencanaan Tambang*, Program Studi Teknik Pertambangan, UPN "Veteran" Yogyakarta
8. Yanto, Indonesianto, 2013, *Pemindahan Tanah Mekanis*, UPN "Veteran" Yogyakarta

Rancangan Teknis Penambangan Batubara Di *Pit* IV PT CMSB Kecamatan Tering Kabupaten Kutai Barat Kalimantan Timur

Hartono, Abdul Rauf, Rezki Rahmawan

UPN "Veteran" Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN "Veteran" Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55283
No. Hp : 085296555533, email : rezki.rahmawan@gmail.com

Abstract

PT. Citra Mandiri Sukses Bersamatama (PT. CMSB) is a consulting company engaged in Coal mining located in Tering District, West Kutai Regency, East Kalimantan Province. The background of this research is the absence of a production scheduling and monthly mining design and the need for loading equipment and transportation equipment to achieve coal production targets. In this case, mining design is carried out starting from the beginning to the end of mining and making recommendations on the need for loading and unloading equipment and transportation equipment for optimizing production, as well as carrying out mining safely, effectively and efficiently. Based on data from PT. The CMSB mining production target for the Covered Soil Layer and Coal in Pit 4 is 1,940,251 Bcm and 875,523 Ton with Stripping Ratio 4: 1, estimated to be mine life for 10 Months.

The problem solving method is done by processing secondary data for the design of mining levels, designing mine openings, calculating the needs of the tools needed to meet mining production targets, and scheduling production. Scheduling is carried out in August - November 2017 with a production scheduling period per 1 (one) month in a period of 4 (four) months.

Coal overburden volume and tonnage which was moved in August - November 2017 was 843,049 Bcm and 228,627 Tons with Stripping Ratio 3.7: 1. Loading equipment used by PT. CMSB is a Komatsu PC 300 Excavator with a 1.6 m³ bucket capacity for overburden and Backhoe Hyundai R220-9SH with a 0.92 m³ bucket capacity. Transporting materials using a Dump Truck conveyance.

Keywords: Production, Coal, Overburden, Loader, Hauler

Ringkasan

PT. Citra Mandiri Sukses Bersamatama (PT. CMSB) merupakan perusahaan konsultan yang bergerak di bidang pertambangan Batubara yang berlokasi di Kecamatan Tering, Kabupaten Kutai Barat, Provinsi Kalimantan Timur. Latar belakang penelitian ini ialah belum adanya suatu penjadwalan produksi dan rancangan penambangan perbulan serta kebutuhan alat muat dan alat angkut untuk mencapai target produksi batubara. Dalam hal ini, dilakukan pembuatan desain penambangan dimulai dari awal hingga akhir penambangan dan membuat rekomendasi kebutuhan alat gali muat dan alat angkut untuk pengoptimalan produksi, serta melaksanakan penambangan secara aman, efektif, dan efisien. Berdasarkan data dari PT. CMSB target produksi penambangan untuk Lapisan Tanah Penutup dan Batubara yang ada di Pit 4 sebesar 1.940.251 Bcm dan 875.523 Ton dengan Stripping Ratio 4:1, diperkirakan umur tambang selama 10 Bulan.

Metode penyelesaian masalah dilakukan dengan pengolahan data sekunder untuk perancangan jenjang penambangan, perancangan bukaan tambang, perhitungan kebutuhan alat yang diperlukan untuk memenuhi target produksi penambangan, dan penjadwalan produksi. Penjadwalan dilakukan pada Bulan Agustus - November Tahun 2017 dengan periode penjadwalan produksi per 1 (satu) bulan dalam kurun waktu 4 (empat) bulan.

Volume lapisan tanah penutup dan tonase Batubara yang dipindahkan pada Bulan Agustus - November Tahun 2017 adalah sebesar 843.049 Bcm dan 228.627 Ton dengan Stripping Ratio 3,7:1. Alat muat yang digunakan PT. CMSB ialah Excavator Komatsu PC 300 dengan kapasitas bucket 1,6 m³ untuk overburden dan Backhoe Hyundai R220-9SH berkapasitas bucket 0.92 m³. Pengangkutan material menggunakan alat angkut Dump Truck .

Kata kunci : Produksi, Batubara, Tanah Penutup, Alat Muat, Alat Angkut

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

PT. Citra Mandiri Sukses Bersamata (PT. CMSB) merupakan perusahaan yang bergerak di bidang kontraktor penambangan batubara. saat ini mengerjakan IUP dari PT. Harindo Wahana seluas 5.110 ha, yang mencakup dalam wilayah Desa Kelubaq, Kecamatan Tering, Kabupaten Kutai Barat, Provinsi Kalimantan Timur.

Dalam rangka memenuhi permintaan pasar terhadap batubara, maka PT. CMSB merencanakan kemajuan penambangan *pit* IV setiap bulan sampai akhir tambang. Untuk merealisasikan perencanaan tersebut, langkah selanjutnya adalah membuat rancangan teknis penambangan yang sesuai dengan kondisi dilapangan sehingga mampu untuk memenuhi target produksi *overburden* yaitu sebesar kemampuan produksi alat setiap bulan dan untuk produksi batubara mengikuti blok penambangan perbulan dengan perolehan 50.000 sampai 80.000 ton/bulan serta melaksanakan penambangan secara aman, efektif dan efisien.

Rancangan teknis kemajuan penambangan di *pit* IV adalah sebagai acuan dalam operasi penambangan, diantaranya untuk pengupasan tanah penutup dan penggalian batubara, penempatan tanah penutup, rancangan jalan tambang, serta penentuan kebutuhan alat gali muat dan alat angkut agar memenuhi target yang ditetapkan oleh perusahaan.

1.2. Rumusan Masalah

Saat ini PT. CMSB belum memiliki rancangan kemajuan penambangan di *pit* IV dari bulan Agustus 2017 sampai akhir penambangan. Rancangan teknis kemajuan penambangan di *pit* IV adalah sebagai acuan dalam operasi penambangan, diantaranya untuk pengupasan tanah penutup dan penggalian batubara, penempatan tanah penutup, rancangan jalan tambang, penentuan kebutuhan alat gali muat dan alat angkut.

1.3. Tujuan Penelitian

Tujuan Penelitian ini adalah :

- 1) Membuat penjadwalan produksi dan rancangan penambangan batubara perbulan dengan batasan nilai overall stripping ratio penambangan batubara sebesar 4 : 1 pada Pit IV PT. CMSB.
- 2) Membuat rancangan jalan tambang pada Pit 4 PT. CMSB.
- 3) Menentukan jumlah alat muat dan alat angkut yang dibutuhkan untuk mencapai target produksi penambangan batubara.
- 4) Rancangan Disposal

1.4. Batasan Masalah

Penelitian yang dilakukan dibatasi pada masalah-masalah :

1. Geometri jenjang berdasarkan rekomendasi dari geoteknik
2. Rancangan penambangan selama 4 bulan dan hanya difokuskan pada kriteria teknis dan tidak melibatkan kajian ekonomis.
3. Rancangan penambangan hanya di fokuskan pada Pit IV PT. CMSB.
4. Desain longterm Pit IV PT. CMSB.
5. Perolehan batubara minimal 50.000 ton/bulan
6. Penanganan masalah air tambang tidak dibahas pada penelitian ini
7. Batasan stripping ratio 4: 1 setiap bulannya
8. Perhitungan alat mekanis dihitung dalam penelitian ini dalam penentuan geometri jenjang kerja, penggusuran, penggalian, pengangkutan, dan jalan angkut.

1.5. Manfaat Penelitian

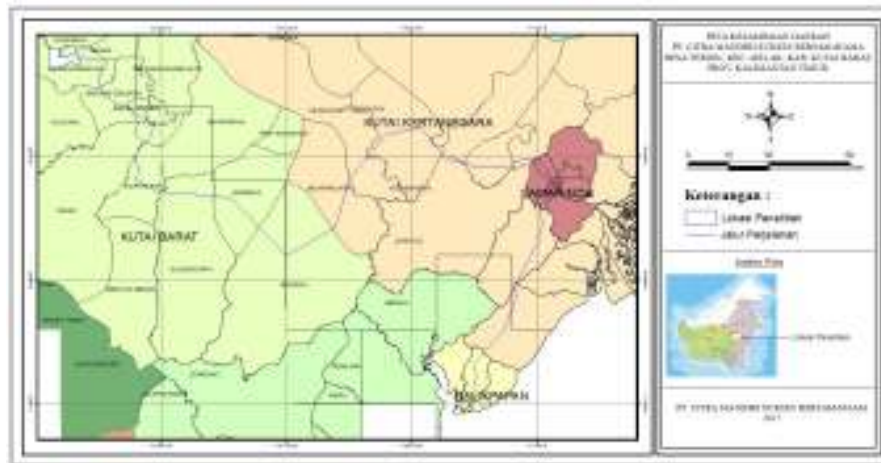
Manfaat dari penelitian ini adalah untuk memberikan gambaran mengenai desain teknis penambangan dari bulan Agustus 2017 hingga 4 Bulan pada *pit* IV kepada PT. CMSB secara menguntungkan dan aman. Sedangkan masukan yang dapat diberikan kepada PT. CMSB adalah:

- a) Rancangan teknis penambangan dari bulan Agustus 2019 hingga bulan November dengan target produksi over burden sesuai kemampuan produksi alat setiap bulan di *pit* IV.
- b) Umur tambang.
- c) Jumlah alat gali muat, alat angkut, dan alat pendukung yang dibutuhkan di setiap bulannya.

1.5 TINJAUAN UMUM

a. Peta Kesampaian Daerah

Pada saat ini untuk menuju lokasi penelitian dapat ditempuh menggunakan jalur udara dari Yogyakarta menuju Balikpapan ditempuh menggunakan Pesawat terbang dari bandara Adisucipto menuju bandara Spinggan dengan waktu tempuh \pm 1,5 jam. Selanjutnya perjalanan dilanjutkan dari Balikpapan ke Kecamatan Tering menggunakan mobil selama \pm 9 jam dengan jarak tempuh \pm 436 km. Perjalanan menuju kantor PT. CMSB membutuhkan waktu tempuh \pm 15 menit dengan jarak \pm 20 km ke Desa Kelubaq.



Gambar 2.1 Lokasi dan Kesampaian Daerah PT. CMSB

II. HASIL PENELITIAN

3.1 Cadangan

Berdasarkan perhitungan cadangan pada rancangan akhir penambangan PT. CMSB yang telah dibuat menggunakan software minescape dengan batasan topografi per 1 Agustus 2017 dan topografi rencana akhir penambangan (*longterm pit IV*), diperoleh Batubara sebesar 830.975,6958 ton dan *Overburden* sebesar 2.146.227,661 bcm (Lampiran F). Cadangan Batubara pada pit IV terdiri dari beberapa seam yaitu : seam D

sebesar 23.802,97151 ton; seam C1 sebesar 380,9408611 ton; seam C sebesar 109.908,685 ton; seam C2 sebesar 555,219189 ton; seam B sebesar 93.621,55726 ton; seam sebesar 1.550,533752 ton; seam BS2 sebesar 378,7195015 ton; seam A1 sebesar 88.792,39341; seam A sebesar 468.731,0921 ton; seam A2 sebesar 43.253,58318 ton.

3.2 Rancangan Penambangan

3.2.1 Geometri Lereng

Geometri lereng penambangan batubara yang digunakan sebagai batasan perhitungan cadangan tertambang berasal dari hasil penelitian terdahulu yang dilakukan oleh perusahaan. Berdasarkan penelitian di lapangan Geometri jenjang yang diterapkan pada *pit IV*, yaitu tinggi jenjang adalah 10 meter, lebar jenjang adalah 4 meter, single slope 45°

Parameter yang digunakan untuk membuat desain penambangan diperoleh dari hasil studi geoteknik. Lereng keseluruhan didesain berdasarkan rekomendasi geoteknik PT. CMSB.

3.2.2. Jalan Tambang (*Ramp*)

Jalan tambang disiapkan dua jalur pengangkutan untuk *dump truck* Hino FM 260 berkecepatan maksimum 40 km/jam pada jalan lurus. Dimensi

a. Tanah pucuk dan tanah penutup yang telah dibongkar akan ditimbun di daerah *dumping area*. *Dumping area* terletak di utara pit, dengan jarak ± 1 km dari lokasi penambangan batubara. *Disposal pit IV* menggunakan lubang bekas *pit* utara dengan luas area 6,44 ha dengan

jalan yang diterapkan berpedoman pada AASTHO Manual Rural Highway Design. (Gambar 4.2), Perhitungan (Lampiran I):

- Lebar = 9 meter
- Lebar jalan pada belokan = 13 meter
- Kemiringan jalan = 10 %

Berdasarkan penelitian di lapangan, *pit Rinjani* menggunakan dua jalur pengangkutan untuk *dump truck* pada jalan lurus dengan dimensi :

- Lebar = 15 m
- Lebar jalan pada belokan = 15 m
- Kemiringan jalan = 10%

3.2.3 Rancangan *Disposal* dan *Stockpile*

Lokasi *Disposal* dan *Stockpile* sudah ditentukan oleh PT. CMSB yaitu menggunakan lokasi sebelum aktivitas penambangan berhenti (*standby*).

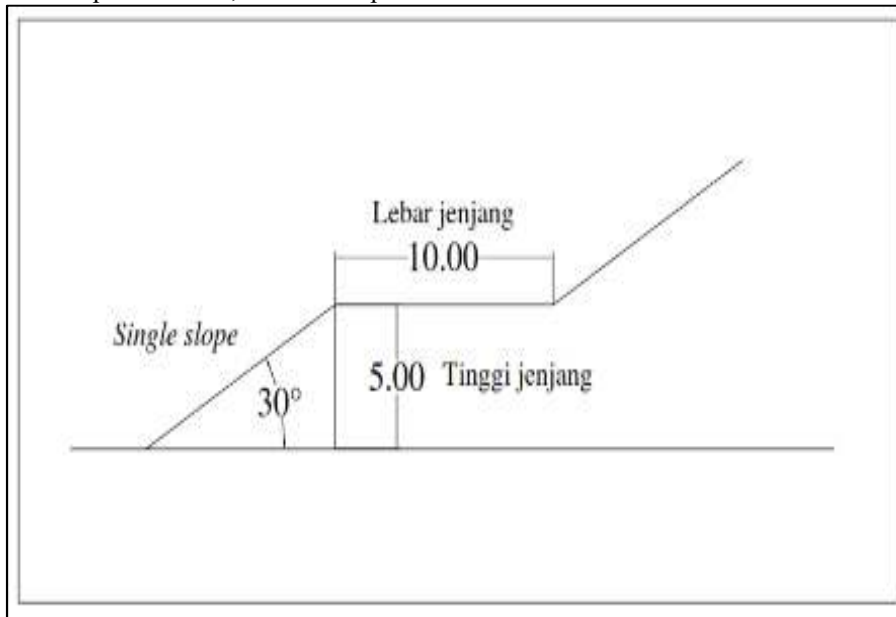
Perancangan timbunan lapisan tanah penutup (*disposal*)

- a. volume lubang (*void*) sebesar 1.507.766,13 m³.
- b. Lokasi timbunan (*disposal*) tersebut akan digunakan untuk lokasi penimbunan *overburden* selama kegiatan penambangan berlangsung mulai dari bulan pertama hingga bulan keempat.

- c. Adapun besarnya volume overburden yang terbongkar setiap bulannya
 Bulan pertama: 254.744,43 ccm, Bulan kedua : 247.962,81 ccm, Bulan ketiga: 263.369,60 ccm, Bulan keempat : 259.804,17 ccm. Adapun

geometri timbunan sebagai berikut :

- Tinggi jenjang : 5 m
- Lebar Jenjang : 10 m
- Angle of repost : 30°



Gambar 4.4 Dimensi *Disposal*

3.2.4 Rancangan Target Produksi

Target produksi overburden perbulan yang diinginkan adalah sesuai dengan kemampuan produksi alat . Pencapaian rancangan produksi dilakukan secara bertahap dengan memperhitungkan kegiatan-kegiatan persiapan penambangan.

Rancangan produksi ditetapkan berdasarkan penaksiran jumlah cadangan (Lampiran F), dan target produksi. Besarnya volume tanah penutup yang akan ditimbun di dumping area dan rencana jumlah produksi batubara perbulan ditunjukkan pada Tabel 4.2.

Tabel 4.2 Rancangan Jadwal Produksi Batubara dan Tanah Penutup per periode

Bulan	Over Burden (bcm)	Batubara (ton)	SR
1	209,344	54,770	3.8
2	203,771	55,155	3.7
3	216,432	55,205	3.9
4	213,502	63,497	3.4
Total	843,049	228,627	3.7

3.2.5 Peralatan Tambang

- a. Perhitungan Produktivitas Alat dan Jam Kerja Efektif Perhari

Dalam menghitung produktivitas alat, maka ada beberapa parameter yang berpengaruh, diantaranya kapasitas alat, waktu edar alat, *swell factor* serta efisiensi alat. Dalam rancangan ini diperoleh produktivitas 1 unit alat gali dan muat untuk *overburden* sebesar 125,63 bcm /jam dan untuk batubara 113,55 ton /jam. Sedangkan untuk

alat angkut *overburden* dengan jarak angkut sekitar ± 750 m diperoleh produktivitas sebesar 16,82 bcm /jam dan untuk alat angkut batubara dengan jarak angkut sebesar 40,17 ton/jam. Perhitungan produktivitas alat angkut dan alat muat dapat dilihat pada (lampiran L).Berdasarkan perhitungan tersebut maka diperoleh produktivitas alat angkut dan alat muat seperti pada tabel berikut (tabel 4.3)

Tabel 4.3 Produktivitas Alat Gali Muat dan Alat Angkut

Jenis Alat	Produktivitas
Excavator KOMATSU PC 300 (OB)	125,63 bcm/jam
Excavator Hyundai 220-9SH (Batubara)	113,55 ton / jam
Dump Truck HINO FM 260(OB) Bulan Pertama	28.71 bcm/jam
Dump Truck HINO FM 260(OB) Bulan Kedua	28.03 bcm/jam
Dump Truck HINO FM 260(OB) Bulan Ketiga	31.17 bcm/jam
Dump Truck HINO FM 260(OB) Bulan Keempat	28.29 bcm/jam
Dump Truck HINO FM 260 (Batubara) Bulan Pertama	74.35 ton/jam
Dump Truck HINO FM 260 (Batubara) Bulan Kedua	73.10 ton/jam
Dump Truck HINO FM 260 (Batubara) Bulan Ketiga	74.71 ton/jam
Dump Truck HINO FM 260 (Batubara) Bulan Keempat	73.52 ton/jam

a. Jam kerja efektif

Jam kerja efektif selama sehari dapat di peroleh dengan cara ketersediaan jam kerja dalam satu hari dikurangi dengan kehilangan jam kerja dalam satu hari. Dalam rancangan ini di peroleh jam kerja efektif dalam satu hari selama 15,63 jam

III. PEMBAHASAN

4.1 Rancangan Kemajuan Penambangan dengan Target Produksi Overburden Sesuai Kemampuan Produksi Alat Setiap Bulan

4.1.1 Rancangan Front Kerja Penambangan

Front Kerja Penambangan dibagi dalam beberapa blok ukuran 25 m x 25 m, sehingga memiliki luas 625 m² untuk setiap bloknya.

Rancangan pit dibuat dengan sudut lereng 45° (*single slope*) untuk sisi *low wall* yg berbatasan dengan jalan hauling ke pelabuhan sebanyak dua jenjang dan sudut lereng 70° (*single slope*) untuk jenjang selanjutnya dan sisi-sisi lainnya, dengan tujuan agar keselamatan, keamanan pekerja dan alat terjamin.

4.1.2 Penentuan Awal dan Arah Penambangan Awal penambangan *pit* IV adalah dengan membuka blok P05S07 dengan arah barat menuju arah timur, sehingga arah penambangan menimbulkan

pembukaan blok secara berurutan dari P05S07, P05S08 dan seterusnya

4.1.3. Rancangan Kemajuan Penambangan (*Pushback*)

Dalam rancangan ini, menggunakan pembagian *shift* siang dan *shift* malam, atau terdapat 2 shift kerja / hari nya, dengan rata-rata jumlah jam kerja efektif 15,63 jam/ hari .

1. Rancangan Kemajuan Penambangan pada Bulan Pertama

Rancangan penambangan pada bulan pertama ini bertujuan untuk menambang Batubara sejumlah 82,907.0565 ton dengan membuka lapisan tanah penutup (*overburden*) sebanyak 240.014,4238 bcm, sehingga didapatkan *stripping ratio* sebesar 2.8950. Luas area penambangan pada periode

pertama ini adalah 6,15 Ha. Pengupasan *overburden* dan penambangan batu bara di mulai dengan membuka blok P07S09

2. Rancangan Kemajuan Penambangan pada Bulan Kedua

Rancangan penambangan pada bulan kedua ini, bertujuan untuk menambang batubara sejumlah 80,149.2492 ton dengan membongkar lapisan tanah penutup sebesar 203,867.9473 bcm, sehingga didapatkan *stripping ratio* sebesar 2.5436. Luas area penambangan pada akhir periode kedua ini adalah 9,43 Ha. Pengupasan *overburden* dimulai dengan membuka blok P09S09

3. Rancangan Kemajuan Penambangan pada Bulan Ketiga

Rancangan penambangan pada bulan ketiga ini, bertujuan untuk menambang batubara sebanyak 64,316.3161 ton dengan membongkar *overburden* sebesar 185,545.7331 bcm, sehingga didapatkan *stripping ratio* sebesar 2.8849. Pengupasan *overburden* dimulai dengan membuka blok P10S08

4. Rancangan Kemajuan Penambangan pada Bulan Keempat

Rancangan penambangan pada bulan ketiga ini, bertujuan untuk menambang batubara sebanyak 104,886.6858 ton dengan membongkar *overburden* sebesar 241,261.2075 bcm, sehingga didapatkan *stripping ratio* sebesar 2.3002. Pengupasan *overburden* dimulai dengan membuka blok P10S11

4.2 Pengaruh Rancangan Target Produksi Terhadap Kebutuhan Alat Gali -Muat dan Alat Angkut

Berdasarkan produktivitas alat gali-muat, alat angkut (tabel 5.2) dan rancangan target produksi perperiode (tabel 5.3), dapat diketahui kebutuhan alat setiap periodenya (tabel 5.4). Perhitungan kebutuhan alat ini bertujuan untuk mengetahui jumlah alat-gali dan alat angkut yang digunakan setiap periodenya sehingga rancangan target produksi tercapai

Tabel 5.2 Produktivitas Alat Gali - Muat dan Alat Angkut

Bulan	Produksi			
	Komatsu PC 300 (Over Burden)	Hyundai 220-9SH (Batubara)	Hino Fm 260 (Over Burden)	Hino Fm 260 (Batubara)
1	124,48 bcm/jam	145,29 ton/jam	28.71bcm/jam	79.17 ton/jam
2	124,48 bcm/jam	145,29 ton/jam	28.03 bcm/jam	77.85 ton/jam
3	124,48 bcm/jam	145,29 ton/jam	31.17 bcm/jam	79.56 ton/jam
4	124,48 bcm/jam	145,29 ton/jam	28.29 bcm/jam	78.30 ton/jam

Tabel 5.3 Target Produksi Overburden dan Batubara

Bulan	Over Burden (bcm)	Batubara (ton)
1	209,344	54,770
2	203,771	55,155
3	216,432	55,205
4	213,502	63,497
Total	843,049	228,627

Tabel 5.4 Kebutuhan Alat Gali - Muat dan Alat Angkut

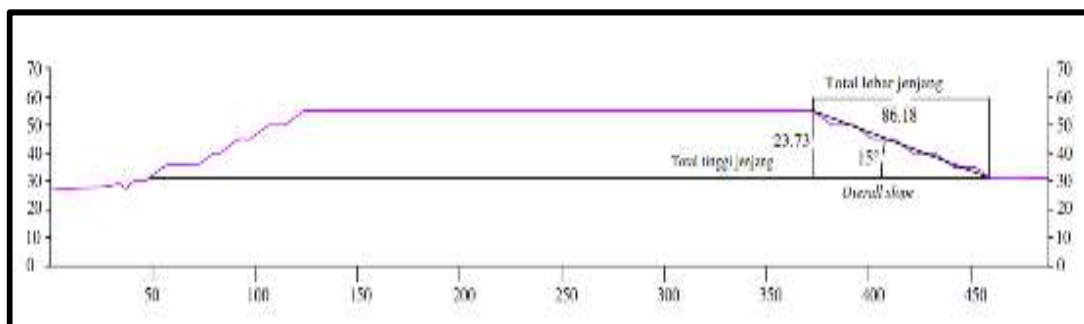
Bulan	Kebutuhan Alat			
	Komatsu PC 300 (Over Burden)	Hyundai 220-9SH (Batubara)	Hino Fm 260 (Over Burden)	Hino Fm 260 (Batubara)
1	3 Unit	1 Unit	21 Unit	3 Unit
2	3 Unit	1 Unit	23 Unit	3 Unit
3	3 Unit	1 Unit	24 Unit	3 Unit
4	3 Unit	1 Unit	20 Unit	4 Unit

Dari tabel 5.4 kebutuhan alat gali – muat dan alat angkut dapat diketahui bahwa kebutuhan alat berbeda-beda setiap bulannya. Hal tersebut dipengaruhi karena adanya perbedaan target produksi di setiap bulannya.

4.3. Rancangan Disposal

Perencanaan *disposal area* dilakukan untuk pembuangan material *overburden* yang harus di gali

dari lokasi penambangan untuk memperoleh bahan galian (Batubara) yang diinginkan. *Overburden* yang dibongkar kemudian dibuang ke lubang bekas pit utara sampai lubang tersebut tertutup. Setelah lubang bekas pit utara tertutup kemudian di rancang disposal berdasarkan *angle of repose* material.



Gambar 5.2 Geometri Overall Slope Disposal Area

Geometri *Overall Slope Disposal Area* :

1. Tinggi jenjang total : 23,73 m
2. Lebar jenjang total : 86,18 m
3. Sudut kemiringan : 15°

Berdasarkan geometri diatas rancangan *Disposal Area* tergolong aman, karena memenuhi syarat *angel of repose* 30–45°. Pada musim penghujan tentu akan menimbulkan masalah seperti material yang terbawa, kestabilan lereng yang terganggu dll, maka

IV. KESIMPULAN DAN SARAN

6.1 Kesimpulan

Dari hasil penelitian diperoleh hasil sebagai berikut :

1. Penjadwalan produksi batubara dan lapisan tanah penutup pada daerah penelitian selama 4 (empat) bulan adalah sebagai berikut:

- a. Rancangan urutan penambangan batubara pada bulan Agustus dimulai dari Blok P07S10-P07S11, P08S09 – P08S11 hingga Blok P09S11 – P09S14, dengan jumlah produksi batubara sebesar 54.770 ton dan jumlah lapisan tanah penutup yang harus dibongkar sebesar 209.344 BCM, maka diperoleh nilai Stripping Ratio (SR) 3,8:1.
- b. Rancangan urutan penambangan batubara pada bulan September dimulai dari Blok P09S13 hingga P10S12, dengan jumlah produksi batubara sebesar 55.155 ton, dan jumlah lapisan tanah penutup yang harus dibongkar sebesar 203.771 BCM, maka diperoleh nilai Stripping Ratio (SR) 3,7:1.
- c. Rancangan urutan penambangan batubara pada bulan Oktober dimulai dari Blok P07S10 hingga Blok P14S17 dengan jumlah produksi batubara sebesar 55.205 ton, dan jumlah overburden yang harus dibongkar sebesar 216.432 BCM, maka diperoleh nilai Stripping Ratio (SR) 3,9:1.
- d. Rancangan urutan penambangan batubara pada bulan November dimulai dari Blok P10S13 hingga P18S16, dengan jumlah produksi batubara sebesar 63.497 ton dan jumlah volume lapisan tanah penutup yang harus dibongkar sebesar 213.502 BCM, maka diperoleh nilai SR 3,4:1.

Pada hasil penjadwalan penambangan yang telah dilakukan memiliki SR yang berbeda-beda setiap bulannya, akan tetapi hasil untuk Overall SR didapatkan 4:1 sesuai dengan yang telah ditentukan oleh perusahaan.

2. Kebutuhan alat gali-muat dan alat angkut overburden dan batubara selama empat periode berbeda-beda setiap periodenya. Sebagai berikut :

- a. Kebutuhan alat gali-muat untuk mengupas overburden dari periode pertama sampai keempat relatif sama yaitu 3 (tiga) unit Excavator Komatsu PC 300. Sedangkan kebutuhan alat gali-muat untuk membongkar batubara dari

dari itu pada daerah *Disposal area* perlu dibuat rancangan penyaliran tambang.

Jenis *disposal area* yang digunakan pada daerah penelitian adalah *Terraced Dump*, karena hal ini disesuaikan dengan kondisi topografi yang tidak begitu curam pada lokasi timbunan

periode pertama sampai keempat sama, yaitu sebanyak 1 (satu) unit Hyundai 220-9SH.

- b. Kebutuhan alat angkut terbanyak untuk overburden, yaitu 23 (dua puluh tiga) unit dump truck Hino FM 260 JD pada periode 3, sedangkan kebutuhan alat angkut terkecil untuk overburden yaitu 21 (dua puluh satu) unit dump truck Hino FM 260 JD pada periode kedua. Kebutuhan alat angkut terbanyak untuk batubara, yaitu 4 (empat) unit dump truck Hino FM 260 JD pada periode keempat, dan relatif sama sebanyak 3 (dua) unit dump truck Hino FM 260 JD pada periode sebelumnya.

3. Rancangan Disposal pada periode pertama sampai periode keempat bertujuan untuk menimbun keseluruhan lapisan penutup pada pit sebelumnya dengan luas sebesar 6,44 Ha dengan volume sebesar 1.057.766,13 m³. Dengan luasan terbesar sebesar 6,44 Ha dan luasan terkecil sebesar 4,10 Ha.

6.2 Saran

Dalam rancangan penambangan yang telah dibuat, maka perlu dilakukan:

1. Pada pelaksanaan simulasi penjadwalan urutan penambangan, lakukan pemantauan dilapangan untuk membandingkan simulasi yang telah dibuat dengan tampak asli dilapangan.
2. Pengontrolan terhadap loose time yang masih bisa ditekan, sehingga meningkatkan produktivitas

DAFTAR PUSTAKA

1. B.Hermans, 2017, *Properts geometri silinder motor bakar*, <http://www.google.com/geometrsilinder>, (diakses tanggal 20 maret 2019).
2. Indonesianto Yanto, 2013, *Pemindahan Tanah Mekanis*, UPN “Veteran” Yogyakarta
3. J. Uicker; G. R. Pennock; dan J. E. Shigley, 2003, *Theory of Machines and Mechanisms*, Oxford University Press, New York
5. Jonathan Sarwono, 2006, *Metode Penelitian Kuantitatif & Kualitatif*, Graha Ilmu Yogyakarta.

6. R.L Peurifoy; Clifford J; Schexnayder; dan Aviad Shapira, 2006, *Construction Planning, Equipment, and Method 7th Edition*, McGraw-Hill, New York.
7. Sukirman, Silvia, 1999, *Dasar-Dasar Perencanaan Geometrik Jalan*, Bandung, Nova
8. Suwandi Awang, 2004, *Diklat Perencanaan Tambang Terbuka : Jurusan Teknik Pertambangan Unisba*, Bandung.
9. Walter W Kaufman dan James C. Ault, 1977, *Design of Surface Mine Haulage Roads - A Manual*, U. S. Department of the Interior, USA.
10. _____, AASHTO (American Association of State Highway and Transportation Officials, 1982, *AASHTO Materials, Part 1, Specifications*, Washington, DC, USA.
11. _____, Caterpillar, 2007, *Caterpillar : Caterpillar Performance Handbook Edition 47*, Illinois, U.S.A

Rancangan Geometri Lubang Ledak *Top Air Deck*

Arfani Kurniawan, Barlian Dwi Nagara, Nur Ali Amri

Teknik Pertambangan, FTM, Universitas Pembangunan Nasional "Veteran" Yogyakarta
Jl. SWK 104 (Lingkar Utara) Condongcatur Yogyakarta Indonesia 55283

arfanawan30@gmail.com

ABSTRACT.

A study was conducted to designed top air deck blast hole geometry based on value of optimum air deck factor (ADF). Value of ADF was evaluated on the influence of Passing 50 (P50) fragmentation and digging time in claystone overburden blasting. Based on observation of top air deck method found the problem about fragmentation product from blasting is not optimum. Average of P50 fragmentation size is 546 mm and digging time is 14,03 second.

Improving rock P50 fragmentation used top air deck blast hole geometry recommendation based on value of ADF 0,122 which produce P50 fragmentation is 244,92 mm and digging time is 10,25 second. Blast hole geometry design recommendation to get good fragmentation is hole depth 5 – 8 m, stemming 2,20 – 3,24 m, weight of explosive 64 – 110 kg, powder charge 2,20 – 3,24 m and air deck length (ADL) 0,34 – 0,59 m.

Keywords : air deck factor, digging time, P50 fragmentation, top air deck geometry

RINGKASAN

Penelitian dilakukan untuk merancang geometri lubang ledak *top air deck* berdasarkan nilai *air deck factor* (ADF) optimalnya. Nilai ADF dievaluasi berdasarkan pengaruhnya terhadap fragmentasi batuan *Passing 50* (P50) dan *digging time* alat muat pada peledakan *overburden* batulempung. Berdasarkan observasi pada metode *top air deck* ditemukan permasalahan terhadap hasil fragmentasi yang belum sesuai kriteria dengan rata-rata fragmentasi P50 adalah 546 mm dan *digging time* alat muat 14,03 detik.

Untuk mereduksi fragmentasi P50 batuan diterapkan usulan geometri lubang ledak *top air deck* berdasarkan nilai ADF 0,122 yang menghasilkan fragmentasi P50 244,92 mm dan *digging time* 10,25 detik. Rancangan geometri lubang ledak yang menjadi usulan perbaikan fragmentasi adalah kedalaman lubang ledak 5 – 8 m, *stemming* 2,20 – 3,24 m, berat bahan peledak 64 – 110 kg, *powder charge* 2,44 – 4,20 m dan tinggi kolom *air deck* (ADL) 0,34 – 0,59 m.

Kata Kunci : *air deck factor*, *digging time*, fragmentasi P50, geometri *top air deck*

I. PENDAHULUAN

Latar Belakang

Kemajuan penambangan ke arah pemukiman Desa Bata dan tangki migas PT. Pertamina mengakibatkan efek peledakan berupa *air blast*, *ground vibration* dan *fly rock* menjadi suatu hal yang sangat dipertimbangkan. Salah satu cara untuk meminimalisir efek peledakan adalah dengan mengurangi penggunaan bahan peledak. Namun pengurangan bahan peledak berimbas pada meningkatnya ukuran fragmentasi peledakan [1] dimana fragmentasi P50 > 450 mm dan *digging time* > 12 detik. Metode peledakan yang dapat digunakan untuk memperbaiki fragmentasi peledakan dalam kondisi keterbatasan bahan peledak adalah *top air deck* [2]. Penerapan metode peledakan *top air deck*

memerlukan rekomendasi tinggi *air deck length* (ADL) yang optimal pada setiap kedalaman lubang ledak agar dapat menghasilkan fragmentasi $P50 \leq 450$ mm dan *digging time* ≤ 12 detik.

II. Material dan Metode

Lokasi penelitian berada di *Pit Central 2* Tutupan PT. Saptaindra Sejati (SIS) *jobsite* Adaro Indonesia, Kecamatan Tanjung, Kabupaten Tabalong, Provinsi Kalimantan Selatan, Indonesia, dengan koordinat 115°33'30" BT - 115°36'10" BT dan 2°7'30" LS - 2°16'30" LS. Penelitian dilakukan pada bulan Maret – Mei 2018.

Tinggi ADL dapat dihitung dengan mengetahui nilai ADF terlebih dahulu. ADF adalah perbandingan tinggi

ADL terhadap *Original Coloum Charge* (OCL) [3], dimana:

$$ADF = \frac{ADL}{OCL} \quad (1)$$

OCL merupakan tinggi *powder charge* (PC) lubang ledak tanpa *air deck*. Jika dalam lubang ledak terdapat *air deck*, maka OCL terdiri dari ADL dan PC [4]. Berdasarkan persamaan (1) dapat diturunkan menjadi :

$$ADF = \frac{ADL}{ADL+PC} \quad (2)$$

Untuk mengetahui pengaruh ADF terhadap fragmentasi peledakan secara representatif, diperlukan batasan mengenai :

a. Nilai ADF sesuai prediksi Jhanwar.

Nilai ADF optimal dapat diprediksi melalui persamaan Jhanwar berdasarkan *Rock Mass Rating* (RMR) [4] pada Tabel 1.

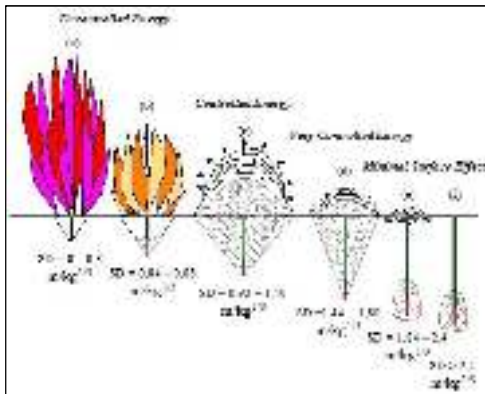
Tabel 1. Nilai ADF Berdasarkan Nilai RMR

RMR (Bieniawski 1989)	ADF
20 - 35	0,30 - 0,40
35 - 45	0,20 - 0,30
45 - 65	0,10 - 0,20

b. Persentase lubang ledak memiliki *scaled depth of burial* (SD) berkategori *controlled energy* > 90% dalam 1 *round* peledakan.

$$SD = D/W^{1/3} \quad (3)$$

D merupakan jarak pusat *crater charge* ke permukaan dan W adalah berat bahan peledak ekivalen 10 diameter lubang ledak [5]. Ragam kategori *Scaled depth of burial* dapat dilihat pada Gambar 1.



Gambar 1. Scaled Depth of Burial

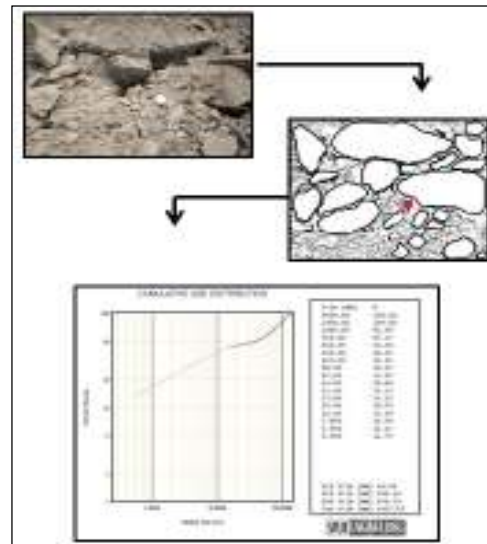
c. Galat relatif maksimal *powder factor* (PF) antar peledakan < 10%. PF adalah perbandingan antara penggunaan bahan peledak terhadap material yang diledakkan dalam kg/m³ [6] dimana :

$$PF = W/V \quad (4)$$

Galat relatif adalah persentase selisih suatu nilai terhadap nilai rata-rata [7], dimana :

$$GR = \frac{|Y - \bar{Y}|}{\bar{Y}} \times 100\% \quad (5)$$

Parameter hasil peledakan yang digunakan untuk mengetahui nilai ADF optimal adalah fragmentasi P50 dan *digging time*. Fragmentasi P50 dapat diketahui melalui grafik *cumulative size distribution* yang diperoleh melalui hasil analisis *software Split Dekstop* [8] pada Gambar 2 sedangkan *digging time* diukur saat alat gali-muat menggali material hasil peledakan.



Gambar 2. Tahapan analisis *Split Dekstop*

III. Hasil dan Analisis

RMR diukur pada 3 lokasi berbeda yang masih berada pada *overburden* UM22R. Hasil pengukuran RMR dan prediksi ADF dapat dilihat pada Tabel 2.

Tabel 2. Prediksi ADF berdasarkan RMR

Lokasi	RMR	ADF
1	63	0,1-0,2
2	61	0,1-0,2
3	49	0,1-0,2

Peledakan *top air deck* yang dilakukan oleh PT. SIS pada awalnya menerapkan tinggi ADL 1 m pada setiap kedalaman lubang ledak. Hal tersebut menghasilkan nilai ADF yang tidak sesuai dengan rekomendasi persamaan Jhanwar, yaitu $ADF > 0,2$. Maka dari itu pada penelitian ini menerapkan tinggi

ADL yang disesuaikan dengan prediksi ADF dari persamaan Jhanwar. Selengkapnya nilai ADF dan persentase keseragaman ADF setiap peledakan dapat dilihat pada Tabel 2.

Tabel 2. Geometri Aktual Lubang Ledak Peledakan *Trial*

Nama Peledakan	PC (m)	ADL (m)	T (m)	ADF
<i>Trial 1</i>	2,83	0,52	2,27	0,156
<i>Trial 2</i>	3,36	0,54	3,65	0,137
<i>Trial 3</i>	3,32	0,50	3,29	0,130
<i>Trial 4</i>	4,01	0,56	2,73	0,122
<i>Trial 5</i>	2,97	0,33	3,04	0,099
<i>Trial 6</i>	3,30	0,43	2,55	0,112

Setiap lubang ledak diharapkan berkategori *controlled energy* agar fragmentasi baik dan efek peledakan dapat terkontrol. Selengkapnya persentase lubang ledak yang berkategori *controlled energy* setiap peledakan dapat dilihat pada Tabel 3

Tabel 3. Persentase lubang ledak *controlled energy* Peledakan *Trial*

Nama Peledakan	Jumlah Lubang ledak	Persentase <i>controlled energy</i> (%)
<i>Trial 1</i>	44	90,91
<i>Trial 2</i>	77	53,25
<i>Trial 3</i>	99	92,93
<i>Trial 4</i>	80	100,0
<i>Trial 5</i>	132	98,48
<i>Trial 6</i>	148	97,97

Berdasarkan pertimbangan lubang ledak berkategori *controlled energy*, Peledakan Observasi dan Peledakan *Trial 2* tidak memenuhi ketentuan untuk dilakukan analisis penentuan *air deck factor* optimal karena persentase lubang ledak berkategori *controlled energy* < 90 %.

PF dari setiap peledakan berbeda-beda. Untuk membatasi pengaruh perbedaan PF maka galat relatif maksimal PF harus ditentukan. Selengkapnya galat relatif PF dapat dilihat pada Tabel 4.

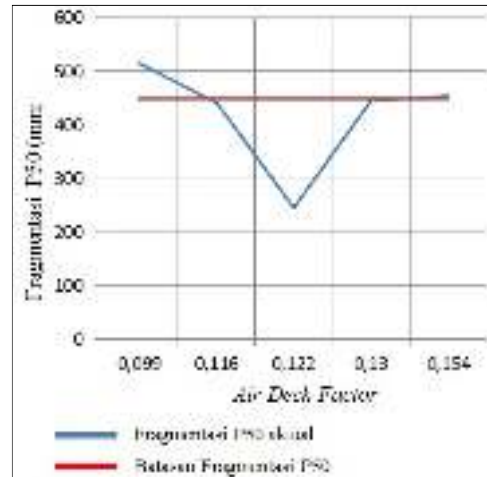
Tabel 4. Galat relatif PF Peledakan *Trial*

Nama Peledakan	PF (kg/m ³)	Galat Relatif (%)
<i>Trial 1</i>	0,231	2,43
<i>Trial 2</i>	0,199	11,72
<i>Trial 3</i>	0,213	5,53
<i>Trial 4</i>	0,245	8,62
<i>Trial 5</i>	0,228	1,10
<i>Trial 6</i>	0,237	5,08

Berdasarkan pertimbangan galat relatif maksimal PF, Peledakan Observasi dan Peledakan *Trial 2* tidak memenuhi ketentuan untuk dilakukan analisis

penentuan nilai *air deck factor* optimal karena galat relatif PF > 10 %.

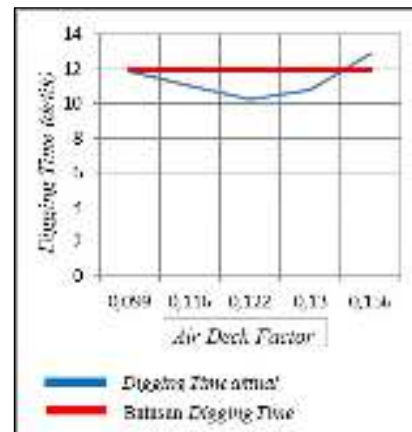
Hasil peledakan berupa fragmentasi P50 dianalisis melalui *software Split Dekstop*. ADF optimal ditentukan berdasarkan fragmentasi P50 terkecil. Selengkapnya hubungan ADF - fragmentasi P50 dapat dilihat pada Gambar 3.



Gambar 3. Pengaruh ADF terhadap P50

Berdasarkan Gambar 3 diketahui bahwa Peledakan *Trial 1* (ADF 0,156) dan Peledakan *Trial 5* (ADF 0,099) melebihi batasan fragmentasi P50 < 450 mm sedangkan Peledakan *Trial 4* (ADF 0,122) menghasilkan fragmentasi P50 terkecil sebesar 244,92 mm. Maka dari itu nilai ADF optimal berdasarkan hubungan ADF – fragmentasi P50 adalah 0,122.

Digging time diukur dengan cara menghitung lamanya alat gali-muat dalam menggali material hasil peledakan. Selengkapnya pengaruh ADF terhadap *digging time* dapat dilihat pada Gambar 4.



Gambar 4. Pengaruh ADF Terhadap *digging time*

Berdasarkan Gambar 4 diketahui bahwa Peledakan

Trial 5 (ADF 0,099) melebihi batasan *digging time* < 12 detik sedangkan Peledakan *Trial 4* (ADF 0,122) menghasilkan *digging time* terendah senilai 10,25 detik. Maka dari itu nilai ADF optimal berdasarkan hubungan ADF – *digging time* adalah 0,122.

Hubungan antara ADF terhadap fragmentasi P50 dan *digging time* menghasilkan nilai ADF optimal senilai 0,122. Maka dari itu, tinggi ADL setiap lubang ledak dapat dihitung dengan tetap mempertimbangkan persentase lubang ledak *controlled energy* > 90 % dalam 1 *round* peledakan dan galat realtif PF antar peledakan < 10%. Selengkapnya rekomendasi geometri peledakan *top air deck* dapat dilihat pada Tabel 5.

Tabel 5. Rekomendasi Geometri Lubang Ledak *Top Air Deck*

H (m)	PC (m)	ADL (m)	T (m)	PF (kg/m ³)	SD (m/kg ^{1/3})
5,0	2,44	0,34	2,20	0,23	0,96
5,5	2,79	0,39	2,35	0,23	1,01
6,0	3,05	0,43	2,53	0,23	1,07
6,5	3,28	0,46	2,77	0,23	1,15
7,0	3,55	0,50	3,00	0,23	1,23
7,5	3,82	0,54	3,18	0,23	1,29
8,0	4,20	0,59	3,24	0,23	1,32

IV. Kesimpulan

Berdasarkan uraian di atas dapat disimpulkan bahwa :

- a. Nilai ADF optimal di *Pit Central 2* Tutupan senilai 0,122
- b. Rekomendasi ADL untuk kedalaman lubang ledak 5 – 8 m adalah 0,34 – 0,59 m .

V. Ucapan Terimakasih

Terimakasih penulis sampaikan kepada manajemen PT. Saptaindra Sejati dan PT. Adaro Indonesia yang telah memberikan kesempatan untuk mengambil data primer dan data sekunder untuk keperluan penelitian ini. Terimakasih juga disampaikan kepada Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta yang telah memberikan kesempatan kepada penulis untuk melakukan penelitian.

VI. Daftar Pustaka

- [1] Jimeno, C.L., Jimeno, E.L dan Carcedo, F.J.A. 1995. *Drilling and Blasting of Rocks*. A.A. Balkema/Rotterdam/Brookfield.
- [2] Sharma, P.D. 2010. *Application of Air-Deck Technique in Surface Blasting*.
- [3] Jhanwar, J.C dan Jethwa, J.L. 2000. The Use of Air Decks in Production Blasting in an Open Pit Coal Mine. *Blasting in Mines – New Trends – Ghose & Joshi (Eds)*
- [4] Jhanwar, J.C. 2013. Investigation Into The Influence of Air Decking on Blast Performance in Opencast Mines in India: *A Study*.
- [5] Chiapetta, F. 2010. Combining Electronic Detonators with Stem Charges and Air Decks. *Blasting Analysis International, inc*.
- [6] Bhandari, S. 1997. *Engineering Rock Blasting Operations*. A.A. Blakema. Balkema.Rotterdam/Brookfield.
- [7] Hasan, M.I. 2016. *Pokok-Pokok Materi Statistik 1 (Statistik Deskriptif)*. Edisi 2. Jakarta: PT Bumi Aksara.
- [8] Hustrulid, W. 1999. *Blasting Principles for Open Pit Mining Vol 1*. Rotterdam/Brookfield.

Pengaruh Metoda Peggalian NATM Terhadap Kestabilan Terowongan Ganda Cisumdawu Di Kabupaten Sumedang Provinsi Jawa Barat

Singgih Saptono, Indun Titisariwati, Dika Pandu Atmaja

Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan Fakultas Teknologi Mineral UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jln. SWK 104, Condong Catur, Depok, Kecamatan Depok, Kabupaten Sleman, Daerah Istimewa Yogyakarta
55283, e-mail: dikapandu97@gmail.com

ABSTRAK

The development of Cisumdawu tunnel will disturb the in-situ stress and the in-situ stress is redistributed. In addition, double tunnel excavation also influences the stress distribution and the total displacement. Therefore it can be classified as unstable condition. The result at monitoring of Cisumdawu Tunnel with no support based on total displacement is approximately 60 mm. Those cases that based on the strength factor are less than 1.3 which is considered to be in an unstable condition. Then, the influence of in-situ stress condition can be considered cause it causes the unstable condition. This research will be analyzing those conditions.

Keywords: Sequence, displacement, strength factor, in-situ stress, stability

ABSTRAK

Penggalian terowongan Cisumdawu membuat terjadinya redistribusi tegangan. Disamping itu, penggalian terowongan ganda juga mempengaruhi distribusi tegangan dan nilai perpindahan. Berdasarkan data monitoring terowongan Cisumdawu sebelum dipasang penyangga mengalami deformasi/perpindahan ± 60 mm. Perpindahan tersebut apabila berdasarkan nilai batas *strength factor* diperoleh nilai $< 1,3$ yang dianggap dalam kondisi tidak stabil. Salah satu faktor yang dapat membuat terowongan menjadi tidak stabil adalah pengaruh dari perubahan tegangan in-situ. Sehingga, perlu dilakukan analisis terhadap kejadian tersebut.

Kata Kunci : Tahapan, Tegangan in-situ, Perpindahan, Faktor Kekuatan, Kestabilan

1. PENDAHULUAN

Pada era globalisasi saat ini pembangunan infrastruktur sangat berkembang pesat salah satunya adalah pembangunan prasarana transportasi yang merupakan strategi pemerintah untuk mendukung pertumbuhan dan kemajuan ekonomi di seluruh Indonesia. Pertimbangan dalam mengkonsepkan dan merencanakan pembangunan harus diperhatikan beberapa faktor yaitu kondisi topografi, kondisi geologi dan lingkungan adalah beberapa faktor penting. Salah satu prasarana transportasi di Indonesia yang sedang dilakukan pembangunan sejak tahun 2017 adalah Terowongan Cisumdawu.

Terowongan Cisumdawu menerapkan sistem penyanggaan pada Terowongan yang terdiri dari *temporary support* dan *permanent Support*. *Temporary support* meliputi *forepoling grouting* atau dengan injeksi semen *H-Beam* yang dikombinasi dengan *Wire Mesh* dan *Steel Fiber Shortcrete*. *Permanent support* sebagai penyangga permanen menggunakan kerangka besi dan melakukan pengecoran dengan *formwork* untuk *concrete Lining*. Metode penggalian yang digunakan adalah *New*

Austrian Tunneling Method (NATM) dengan *sequence* penggalian adalah *3 benches and 7 steps*. Metode tersebut disesuaikan karena kondisi geologi adalah tanah yang memiliki kuat tekan < 1 MPa. Penggunaan metode NATM dan *sequence* tersebut akan mempertahankan kondisi tanah agar tidak terjadi deformasi yang sangat besar, hal tersebut untuk mempertahankan terowongan tetap stabil selama proses penggalian. Metode dengan *sequence* penggalian tersebut penting karena mengendalikan redistribusi tegangan dengan tegangan yang terjadi diteruskan terhadap struktur penyangga. Kondisi redistribusi tegangan disebabkan karena awalnya tegangan yang terdistribusi merata mengalami gangguan akibat terjadi proses penggalian terowongan. kondisi tersebut dapat menyebabkan ketidakstabilan terowongan. Dengan demikian, tereduksinya tegangan insitu dapat menjadi faktor penyebab *failure* pada sistem penyangga. Sebagai tindakan untuk mengurangi adanya deformasi yang besar dengan pemasangan penyangga sangat berpengaruh Sistem penyangga sebagai tegangan internal harus kurang dari tegangan penyangga kritis. Apabila tegangan internal lebih besar dari tegangan penyangga kritis

maka akan terjadi keruntuhan pada daerah penggalian.

Pada penelitian ini untuk mengetahui kestabilan terowongan akan dianalisis distribusi tegangan, perpindahan/deformasi terowongan dan *strength factor* dengan perhitungan numerik menggunakan *Finite Element Method* (FEM). Berdasarkan tingkat kestabilan terowongan pada *temporary support* dapat dinyatakan aman ketika memiliki nilai $SF > 1,3$ (Kaiser P.K., 1998) Perubahan desain penyangga akan disesuaikan dari perencanaan penyangga yang telah ada. Pada penelitian ini akan membahas pengaruh perubahan tegangan insitu. Kondisi tersebut dianalisis untuk mengetahui pengaruh tegangan insitu terhadap *strength factor*. Nilai tegangan insitu tersebut berdasarkan dari hasil pengukuran menggunakan *pressuremeter test*.

2. METODE

Pada penelitian ini permodelan numerik menggunakan perangkat lunak RS2 2019 yang dikembangkan oleh rockscience. Daerah penggalian terowongan Cisumdawu berdasarkan pengukuran insitu dengan alat *Pocket penetrometer* adalah tergolong tanah keras. Terowongan yang dibangun ganda memiliki geometri meliputi lebar terowongan adalah 14.413 m, tinggi terowongan adalah 11,083 m, panjang terowongan adalah 472 m, dan jarak antara terowongan adalah 16,61 m. terowongan yang tergolong *shallow tunnel* karena jarak ke permukaan ± 50 m.

Pada Penelitian ini terdapat data primer. Data primer yakni hasil hasil pengujian triaxial tanah, pengujian *shotcrete*, pengujian *grouting* dan pengukuran in-situ dengan *pocket penetrometer*.

Data tersebut dibuat sebagai tambahan informasi dari data sekunder permodelan dengan menggunakan metode analisis adalah *Finite Element Method* (FEM). Pada penelitian ini akan berfokus pada terowongan kanan (*right tunnel*). Kestabilan terowongan ditentukan berdasarkan nilai *strength factor* sebagai nilai batas. *Strength factor* $> 1,3$ terowongan dianggap aman.

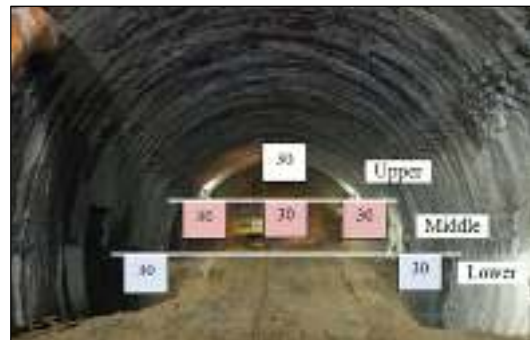
3. HASIL DAN PEMBAHASAN

Jenis lapisan tanah berpengaruh terhadap rancangan terowongan serta sistem penyanggaan yang diterapkan, sehingga memerlukan data pendukung dan suatu analisa numerik. Hasil penelitian yang diperoleh sebagai data pendukung dibagi menjadi data primer dan data sekunder, kemudian data tersebut digunakan sebagai data input dalam menganalisa kestabilan terowongan. Tujuan penelitian berupa nilai perpindahan, *strength factor*, nilai Sigma 1 dan Sigma 3.

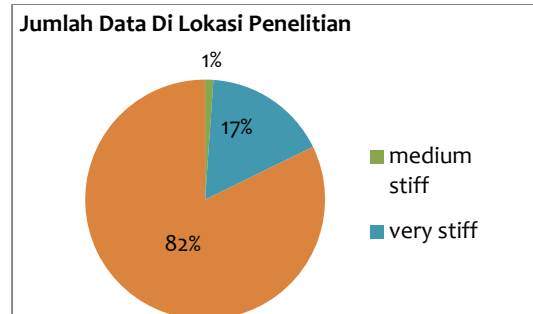
3.1. Penentuan Karakteristik Tanah

Jenis pengambilan data kuat tekan tanah menggunakan alat *pocket penetrometer*. Tujuan pengukuran ini adalah untuk mengetahui kekuatan tanah setelah penggalian dilakukan untuk mengklasifikasikan jenis kekuatan tanah pada daerah penggalian Gambar 1. Penggunaan dan mengklasifikasikan hasil dari *pocket penetrometer* berdasarkan aturan ASTM WK27337.

Pengukuran pada lokasi penelitian tersebut memperoleh data sebanyak 180 data pada terowongan kanan sebagai lokasi penelitian yang dapat dilihat pada gambar 2. Dan gambar 4 diambil secara acak pada terowongan kanan dengan 540 data.

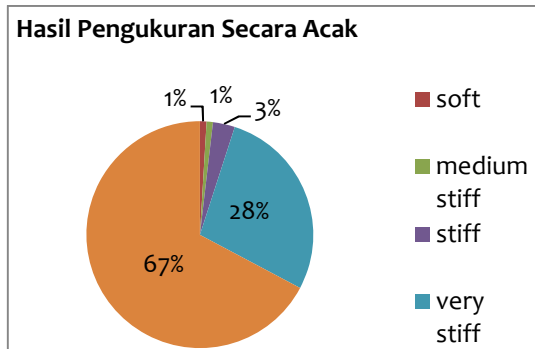


Gambar 1. Lokasi pengukuran kuat tekan dengan *pocket penetrometer test*



Gambar 2. Hasil pengukuran pada lokasi penelitian

Hasil kuat tekan yang diambil pada 180 titik lokasi pada Gambar 3 menunjukkan bahwa 82 % dari 180 titik lokasi dengan jumlah 148 data dikategorikan “Hard” atau jenis tanah keras, dengan kuat tekan tanah > 4 tsf atau > 383 kpa. Sedangkan kategori *very stiff* memiliki jumlah data sebanyak 30, dan kategori *medium stiff* memiliki 2 data.

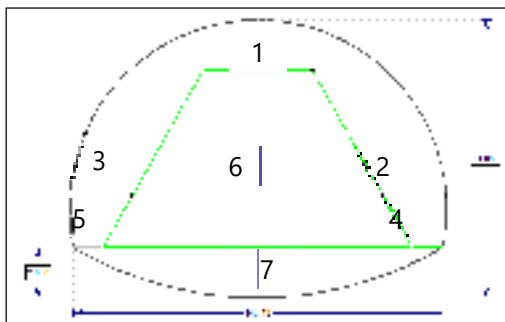


Gambar 3. Hasil pengukuran kuat tekan secara acak

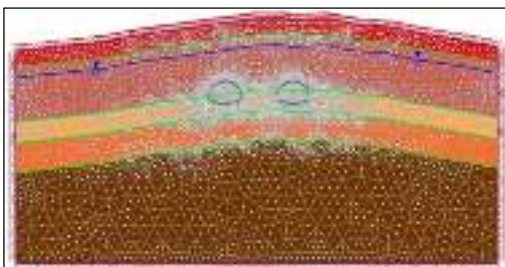
Hasil pengukuran terdapat pada gambar 3 diperoleh bahwa terdapat 363 data atau 67% dari 540 data menunjukkan kekuatan tanah > 4 tsf, sedangkan untuk kekuatan tanah category *very stiff* terdapat 150 data atau 28%. Berdasarkan hasil ini, dapat disimpulkan bahwa kategori kekuatan tanah pada Terowongan Cisumdawu secara umum digolongkan kategori tanah keras/*hard soil*.

3.2. Tahapan Permodelan Numerik

Pada penelitian ini, geometri terowongan dapat dilihat pada gambar 4 dalam melakukan permodelan terowongan. Pada permodelan terowongan Cisumdawu dapat dilihat pada gambar 6, Setelah melakukan permodelan kemudian menginput properties tanah dengan parameter input yaitu modulus young (E), kohesi (c) dan sudut gesek dalam (ϕ). Masing-masing parameter tanah tersebut yang di input adalah nilai rata-rata dari hasil 7 pemboran inti yang telah diuji dilaboratorium.



Gambar 5. Geometri terowongan Cisumdawu



Gambar 6. Permodelan terowongan Cisumdawu

a. Input Properties Material

Pada penelitian ini terdapat terdapat 5 lapisan. Lapisan tersebut diperoleh dari hasil pengeboran inti yang di deskripsikan perolehan corenya dan nilai N-SPT dapat dilihat pada tabel 2.

Tabel 1. Input permodelan numerik

Field Stress	Konstan
Failure criteria	Mohr-coulomb
Material type	Plastic (Peak = residu),
Mesh tipe	Graded with 6 noded triangles

Tabel 2. input properties tanah

Material	Propertis	Satuan	Rata-rata
Lapisan 1	c	MPa	0,531
	ϕ	°	6,545
	E	MPa	23
Lapisan 2	c	MPa	0,5
	ϕ	°	10,98
	E	MPa	51,44
Lapisan 3	c	MPa	0,458
	ϕ	°	18,56
	E	MPa	43,94
Lapisan 4	c	MPa	0,17
	ϕ	°	26,13
	E	MPa	46,938
Lapisan 5	c	MPa	0,197
	ϕ	°	28,15
	E	MPa	51,18

*E = modulus elastisitas, *c= kohesi,

* ϕ =Sudut gesek dalam

b. Input Properties Penyangga

Tabel 3. Karakteristik Penyangga Sementara

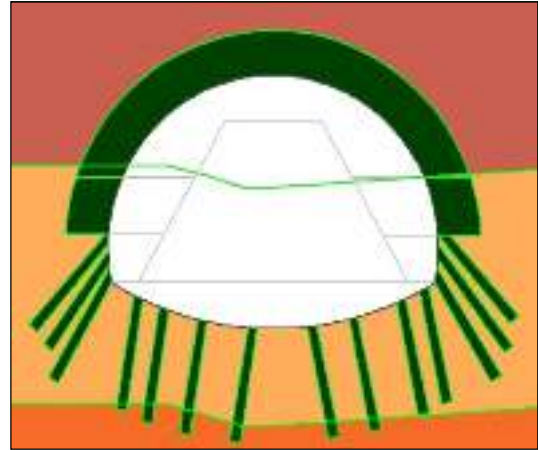
Jenis Penyangga	E (Mpa)	c (Mpa)	v	T (Mpa)
Beam (W150X18)	200000	400	0.3	400
wiremesh	200000	110	0.3	3
Shotcrete	26315	25	0.3	2
Grout	4444,44	37.97	0.3	2
Steel pipe	180000	345	0.25	345

*C= compressive strength, *v=poisson ratio,

*T=tensilestrength

Nilai input propertis khusus untuk *forepolling grouting* didapatkan dari pendekatan empiris oleh **Evert hook**. Pendekatan 2D untuk analisis dengan membuat suatu *layer* khusus disebut **improved layer** untuk menginterpretasikan *forepolling grouting*. hasil dari improved layer dapat dilihat pada gambar 7 dan hasil improved layer pada tabel 4 :

$$\text{Improved layer} = (\text{soil} \times 0.8) + (\text{steel pipe} \times 0.01) + (\text{Concrete} \times 0.19)$$



Gambar 7. *Improvement layer* pada terowongan

Tabel 4. Hasil *Improvement Layer* untuk *forepolling grouting* terowongan Cisumdawu

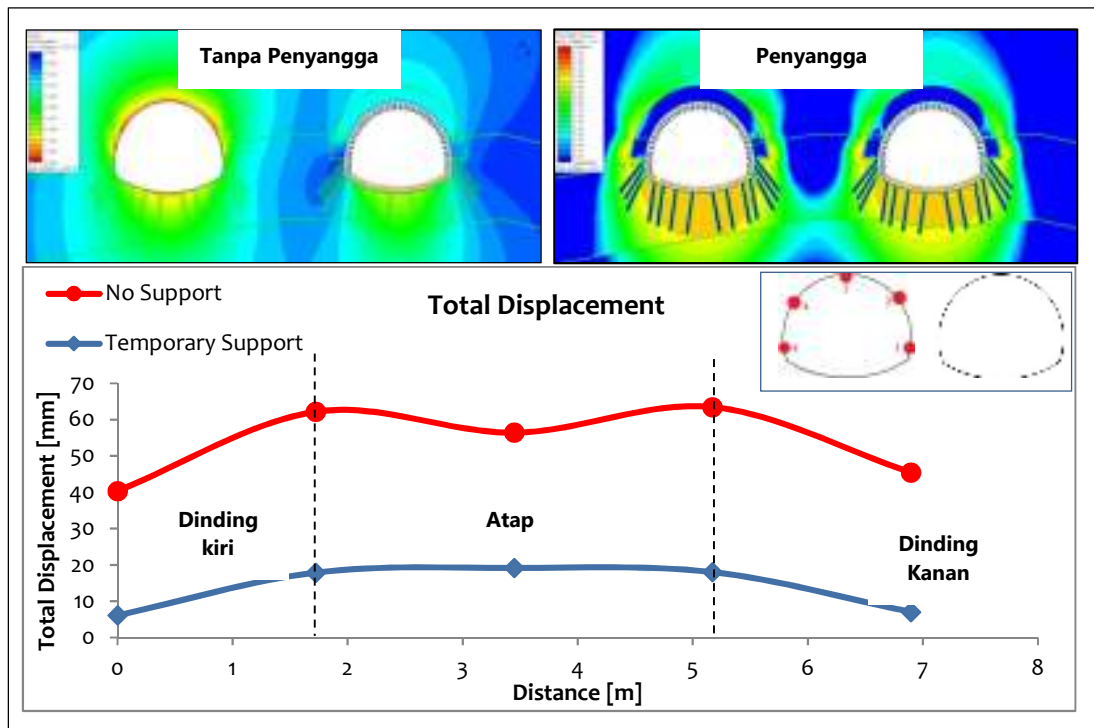
Parameter	Symbol	Material (Tanah)	Steel Pipe	Concrete	Improved Layer
Young's Modulus	E (MPa)	50	210000	4444,44	2984,44
Poisson ratio	v	0,3	0,3	0,3	0,30
Tensile Strength	T (MPa)	0	415	5	5,10
Friction Angle	ϕ (°)	21,48	High	35	24,03
Cohesion	c (MPa)	0.041	High	5	1,60

3.3. Hasil Analisis Pengaruh Perpindahan Terowongan Kanan Pada Kondisi Terowongan Kiri Penyangga Permanen

Material pada daerah penggalian terowongan Cisumdawu yang merupakan tanah sehingga berpengaruh terhadap kestabilan terowongan yang dikaitkan dengan perpindahan yang terjadi pada terowongan. Perpindahan dianalisis melalui besaran yang terjadi pada atap dan dinding terowongan yang terdiri dari 5 titik

pengamatan yakni 1 titik pada atap, 2 titik pada dinding terowongan kiri dan 2 titik pada terowongan kanan. Hasil dari Perpindahan dapat dilihat pada gambar 8.

Berdasarkan hasil diperoleh bahwa perpindahan yang terjadi pada terowongan adalah 40 mm hingga 60 mm. perpindahan terbesar pada dinding kiri atas dan dinding kanan atas. Kondisi terowongan setelah dipasang penyangga menurun menjadi 5 mm hingga 15 mm.



Gambar 8. Hasil permodelan numerik untuk “Total displacement” pada terowongan kanan

3.4. Hasil Analisis Pengaruh Strength Factor Terowongan Kanan Pada Kondisi Terowongan Kiri Telah Pemasangan Penyangga Sementara

Strength factor (SF) merupakan rasio dari kekuatan batuan (berdasarkan kriteria keruntuhan Mohr Coulomb) dengan tegangan terinduksi. Kestabilan terowongan sangat bergantung pada respon tanah di daerah penggalian. Pada hasil pengamatan sebelum dipasang penyangga nilai strength factor diperoleh terowongan adalah 1,00 hingga 1,91. Dari hasil tersebut diperoleh bahwa terowongan tanpa penyangga berada dalam kondisi tidak aman. Sehingga, perlu pemasangan penyangga untuk meningkatkan nilai strength factor sebagai upaya agar terowongan dalam kondisi stabil.

Terowongan setelah dipasang penyangga nilai safety factor diperoleh pada dinding dan atap terowongan lebih besar dari 1,3. Adapun hasil nilai strength factor dapat dilihat pada gambar 9.

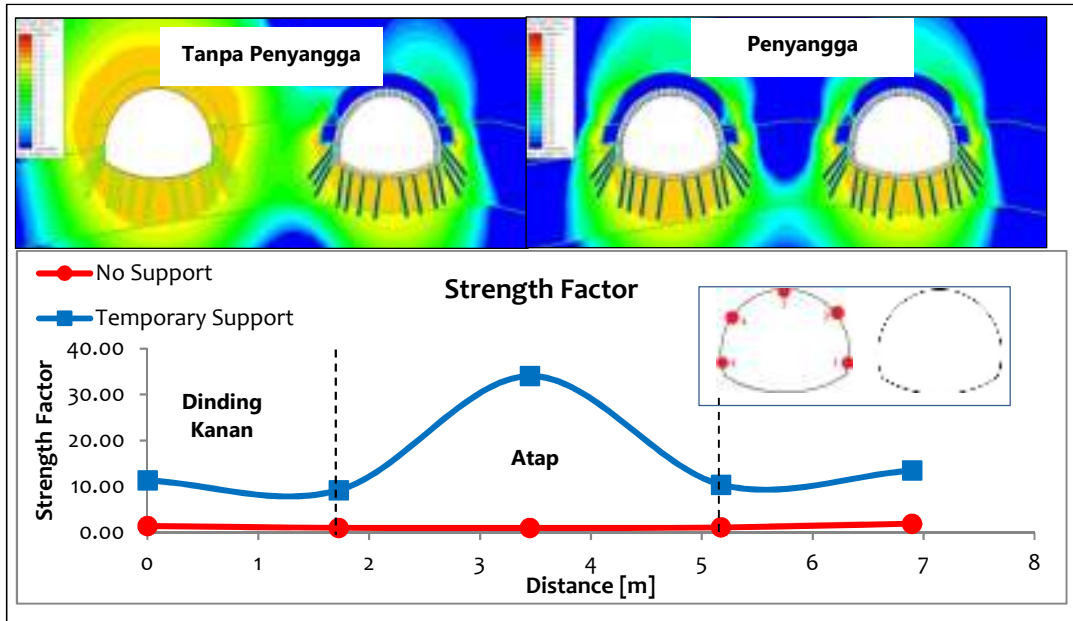
3.5. Hasil Analisis Tegangan Vertikal dan Tegangan Horisontal Terowongan Kanan Pada Kondisi Terowongan Kiri Penyangga Permanen

Tegangan Insitu suatu titik ditentukan oleh kondisi pembebanan material yang ada di permukaan ataupun beban dari tanah. Distribusi tegangan sangat berpengaruh terhadap nilai kestabilan terowongan karena dalam menentukan kestabilan terowongan parameter sigma 1 dan sigma 3 berpengaruh dalam perhitungan untuk kriteria keruntuhan Mohr-coulomb. Terjadi redistribusi tegangan

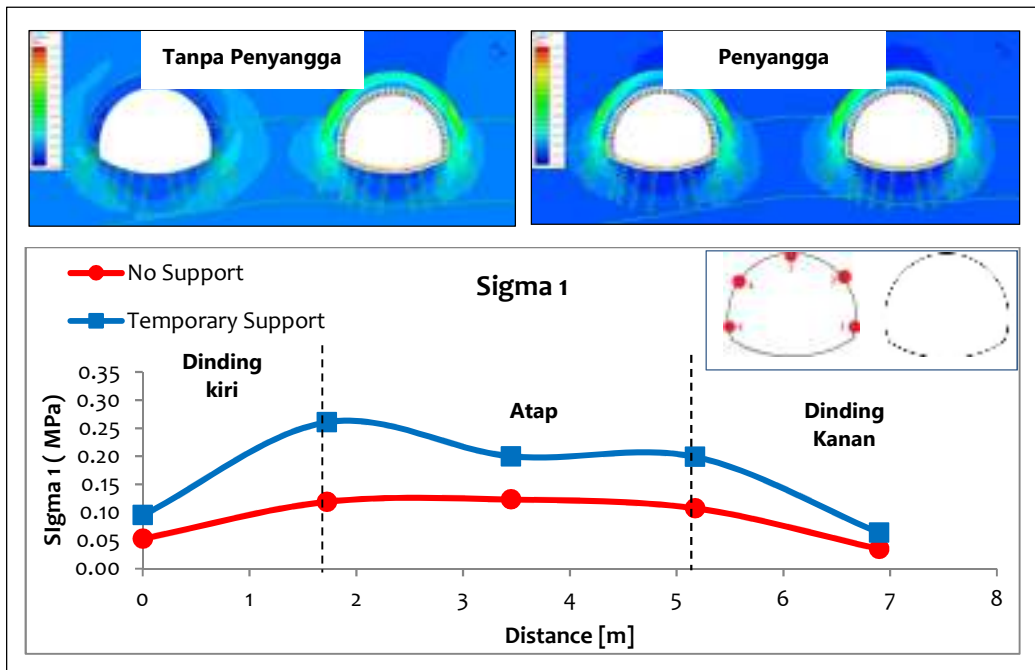
dkk

dipengaruhi oleh proses penggalian terowongan. Dari hasil yang diperoleh pada $\sigma_1 > \sigma_3$. Apabila dilihat pada hasil penelitian nilai tegangan meningkat setelah dipasang penyangga.

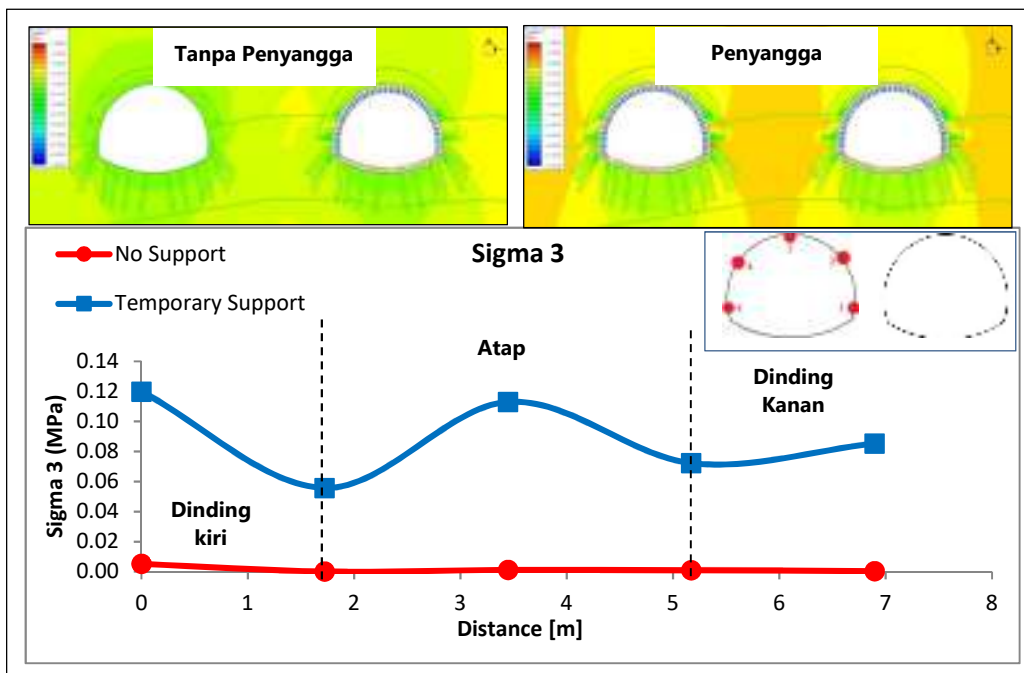
sehingga dengan kondisi tersebut peningkatan tersebut apabila mengacu pada kriteria Mohr-Coulomb lingkaran Mohr akan menjauhi dari garis *envelope* maka terowongan akan semakin aman karena lingkaran tidak menyinggung garis *envelope*. Hasil dari permodelan numerik tersebut dapat dilihat pada gambar 10 dan gambar 11.



Gambar 9. Hasil permodelan numerik untuk “Strength Factor” pada terowongan kanan



Gambar 10. Hasil permodelan numerik untuk “Sigma 1” pada terowongan kanan

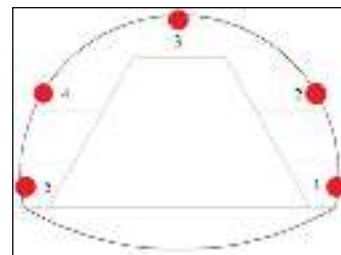


Gambar 12. Hasil permodelan numerik untuk “Sigma 3” pada terowongan kanan

4. PEMBAHASAN

Karakteristik material daerah penggalian Terowongan Cisumdawu adalah tanah atau *softground*. Sehingga, pemilihan metode *New Austrian Tunneling Method* (NATM) merupakan metode yang sesuai. NATM adalah metode penerowongan dimana selama proses penggalian dan pemasangan penyangga bertujuan untuk mempertahankan kondisi perpindahan tanah serendah mungkin (singh & Goel, 2005). *Sequence* penggalian yang terdiri dari penggalian *upper*, *middle*, *core* dan *lower* adalah tindakan dimana tanah yang belum digali adalah sebagai penyangga alami, dimana penyangga alami dimanfaatkan untuk menahan beban akibat redistribusi tegangan selama penggalian terowongan. Berdasarkan pengujian kuat tekan tanah di daerah penggalian dengan penetrometer test di dapatkan bahwa tanah tergolong *stiff soil*, *very stiff soil* dan *hard soil* dengan nilai UCS < 1 MPa. Berdasarkan analisis terdahulu diperoleh bahwa kondisi perpindahan terowongan sebesar ± 60 mm sebelum dipasang penyangga.

Pada penelitian ini terdapat 5 titik pengamatan yang didasarkan pada monitoring. Titik tersebut yakni dinding kanan bawah (1), dinding kanan atas (2), atap (3), dinding kiri atas (4) dan dinding kiri bawah terowongan (5). titik pengamatan terowongan dapat dilihat pada gambar 12.



Gambar 12. Titik pengamatan terowongan Cisumdawu

4.1. Analisis *Strength Factor* Sistem Penyanggaan Terhadap *Sequence* Penggalian Terowongan

Keberhasilan penyangga dapat diperoleh dari analisis nilai *strength factor*. Analisis nilai *strength factor* bertujuan untuk mengetahui sistem penyangga yang digunakan paling berpengaruh terhadap terowongan. Adapun sistem penyanggaan yang dianalisis terdapat 4 jenis sistem penyangga yaitu *forepoling grouting*, *beam*, *wiremesh* dan *shotcrete*. Kekuatan penyangga yang dianalisis berdasarkan nilai *strength factor*, pada penelitian ini terowongan dianggap aman apabila $SF > 1,3$. Hasil pada kondisi terowongan kiri telah pemasangan penyangga permanen yang difokuskan pada *sequence* ke-7 yang bertujuan untuk melihat kinerja ketika seluruh penyangga telah dipasang.

Berdasarkan dari nilai total displacement diperoleh pada *forepoling grouting* mengalami

dkk

perpindahan terbesar pada 19 mm dan terkecil pada 11 mm. Beam mengalami perpindahan terbesar pada pengamatan 4 sebesar 43 mm dan terkecil sebesar 23 mm pada pengamatan 1. Wiremesh mengalami perpindahan terbesar pada pengamatan 2, pengamatan 3 dan pengamatan 4 sebesar 51 mm dan perpindahan terkecil pada pengamatan 5 sebesar 38 mm. SFRS mengalami perpindahan terbesar pada pengamatan 5 sebesar 44 mm dan terkecil pada pengamatan 1 sebesar 26 mm.

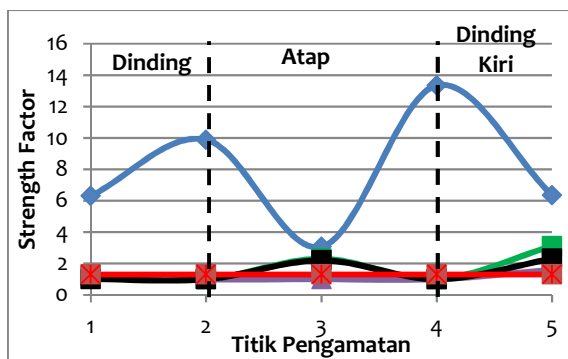
Berdasarkan Gambar 13 dari distribusi tegangan dengan ditunjukkan dengan vektor untuk terowongan kanan. Pada kondisi pemasanga jenis sistem penyangga yaitu *forepolling grouting*, *beam*, *wiremesh* dan *shotcrete*. Kekuatan penyangga yang dianalisis berdasarkan nilai *strength factor*, pada penelitian ini terowongan dianggap aman apabila $SF > 1,3$. Hasil pada kondisi terowongan kiri telah pemasangan penyangga permanen yang difokuskan pada *sequence* ke-7 yang bertujuan untuk melihat kinerja ketika seluruh penyangga telah dipasang.

Berdasarkan dari nilai total displacement diperoleh pada *forepolling grouting* mengalami perpindahan terbesar pada 19 mm dan terkecil pada 11 mm. Beam mengalami perpindahan terbesar pada pengamatan 4 sebesar 43 mm dan terkecil sebesar 23 mm pada pengamatan 1. Wiremesh mengalami perpindahan terbesar pada pengamatan 2, pengamatan 3 dan pengamatan 4 sebesar 51 mm dan perpindahan terkecil pada pengamatan 5 sebesar 38 mm. SFRS mengalami

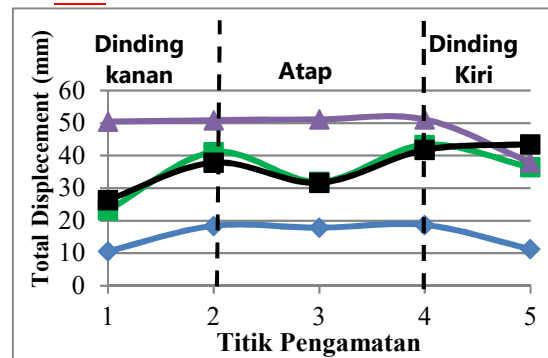
perpindahan terbesar pada pengamatan 5 sebesar 44 mm dan terkecil pada pengamatan 1 sebesar 26 mm.

Berdasarkan Gambar 13 dari distribusi tegangan dengan ditunjukkan dengan vektor untuk terowongan kanan. Pada kondisi pemasangan wiremesh mengalami penumpukan distribusi tegangan sehingga hal tersebut dapat membuat terowongan hanya dengan menggunakan wiremesh mengalami perpindahan sangat besar dibandingkan sistem penyangga lainnya.

Berdasarkan hasil analisis yang diperoleh untuk sistem penyangga yang digunakan pada terowongan, *forepolling grouting* merupakan jenis penyangga yang sangat berpengaruh dalam meningkatkan keamanan pada terowongan, hal tersebut dibuktikan dengan nilai *strength factor* yang aman pada semua titik pengamatan dan nilai *total displacement* yang rendah. Sedangkan jenis penyangga lainnya terdapat kondisi bahwa nilai $SF < 1,3$ yang merupakan batas aman terowongan, yang meliputi jenis *beam* diperoleh pada pengamatan 1, pengamatan 2 dan pengamatan 4. Nilai SF wiremesh diperoleh pada pengamatan 2, pengamatan 3 dan pengamatan 4. Dan pada SFRS terdapat pada pengamatan 1, pengamatan 2 dan pengamatan 4. Sehingga, mengacu pada analisis yang diperoleh bahwa *forepolling grouting* merupakan yang efektif untuk meningkatkan kemaan terowongan dan upaya mereduksi perpindahan.

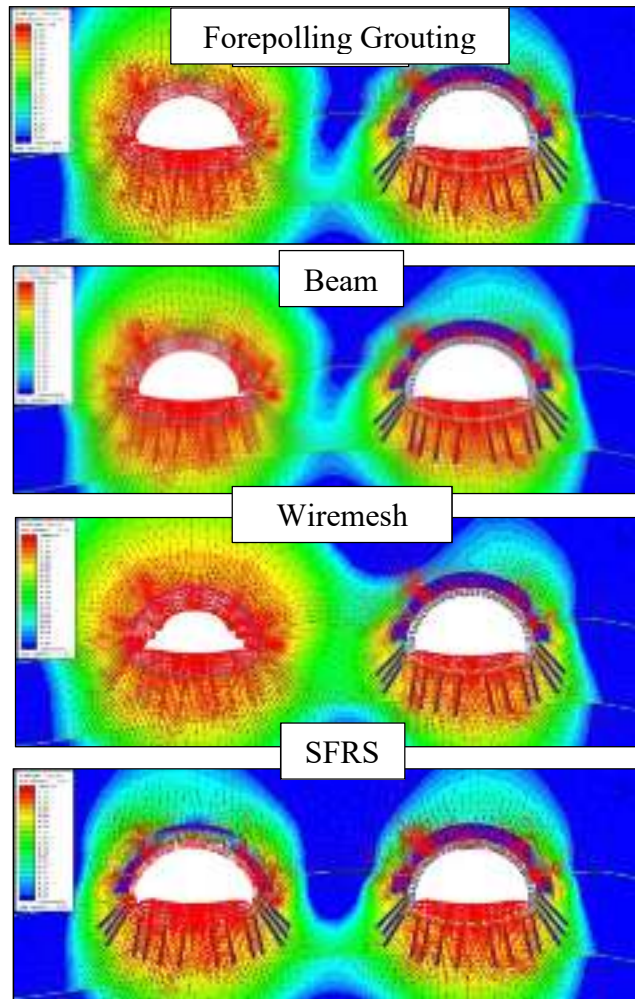


* = *Forepolling grout*, * = *Beam*, *
* = *Batas SF*



= *Wiremesh*, * = *SFRS*,

Gambar 13. Grafik nilai strength factor dan total displacement pada sistem penyangga

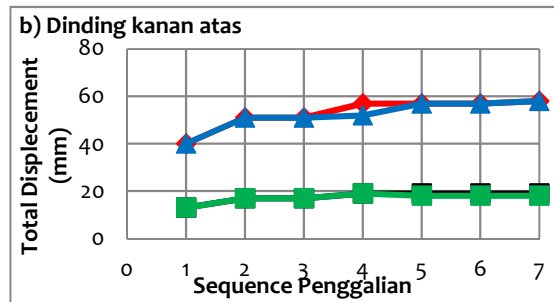
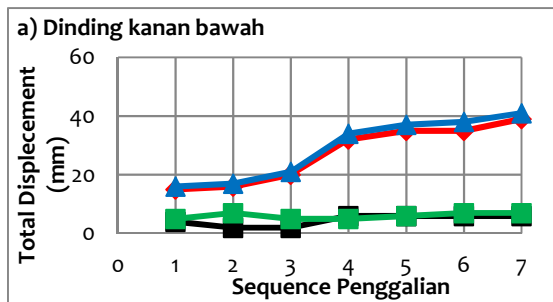


Gambar 14. Kondisi *strength factor* pada sistem penyangga

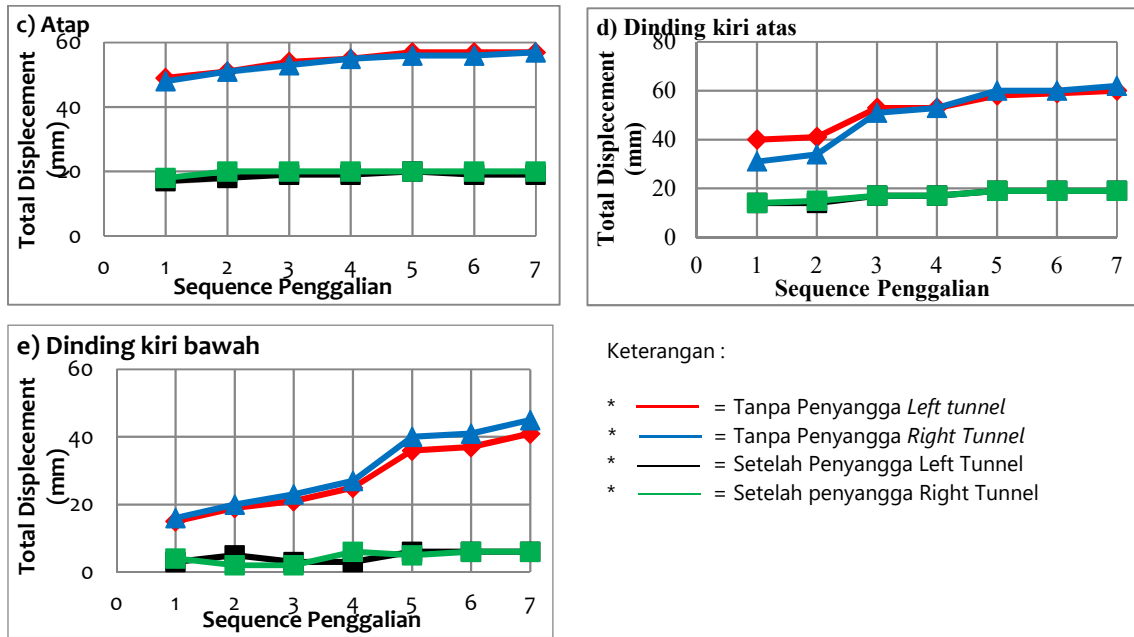
4.2. Analisis Total Displacement Pada Penggalian Terowongan Kiri dan Terowongan Kanan

Berdasarkan gambar 22 nilai maximum sebelum penyangga terdapat pada tahap ke-7 sebesar 39 mm (terowongan kiri) dan 41 mm (terowongan kanan). Peningkatan perpindahan terbesar

sebelum penyangga terjadi di tahap ke-3 sebesar 38% pada kedua terowongan. Sedangkan, pada tahap ke-4 hingga ke-7 mengalami peningkatan pada terowongan kiri sebesar 9%,0%,10 % dan terowongan kanan sebesar 8%,3%,7%. Namun, setelah penyangga rata-rata mengalami penurunan perpindahan menjadi 5 mm atau turun sebesar 83%.



dkk



Gambar 15. Distribusi perpindahan pada pengamatan 3

Berdasarkan hasil perhitungan numerik dengan menganalisis *total displacement* dapat disimpulkan bahwa perpindahan yang terjadi pada terowongan kanan lebih besar dari pada terowongan kiri. Perbedaan total displacement pada pada titik pengamatan antara 1 mm – 10 mm. Kemudian, berdasarkan perpindahan setelah penyangga diketahui bahwa kinerja penyangga bekerja efisien karena dapat mengurangi perpindahan yang terjadi di setiap sequence penggalian. Dengan demikian, dengan kondisi model tersebut berdasarkan nilai perpindahannya, apabila terowongan dilakukan penggalian pada elevasi tersebut maka, letak pada terowongan kanan akan mengalami perpindahan yang lebih besar dibandingkan terowongan kiri.

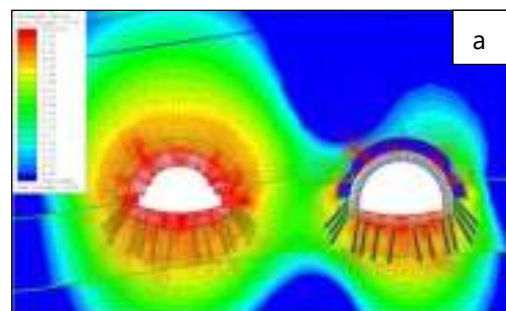
pada dinding kiri dan dinding kanan terowongan hal tersebut juga dapat menjadi faktor terjadi peningkatan perpindahan yang drastis pada sequence tersebut. Berdasarkan persentase diperoleh pada dinding kanan bawah (pengamatan 1) terjadi penurunan yang besar dibandingkan titik pengamatan lainnya artinya penyangga yang bekerja titik tersebut sangat efektif.

Pada gambar 27 dapat diperoleh dari pengamatan arah distribusi tegangan pada terowongan kanan terdistribusi pada dinding – dinding terowongan. Sehingga, apabila terjadi perpindahan yang besar pada dinding terowongan dapat diindikasikan terjadi distribusi tegangan yang besar pada dinding terowongan.

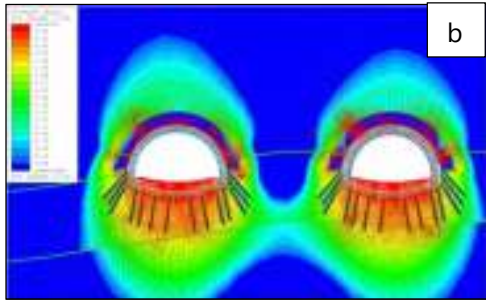
4.3. Pengaruh Terowongan Kiri Terhadap Terowongan Kanan Berdasarkan Nilai *Total Displacement*

a. Terowongan kaan terhadap terowongan kiri setelah pemasangan penyangga permanen

Berdasarkan hasil yang telah diperoleh dari persentase dapat dibuat ilustrasi terhadap sequence penggalian terowongan Cisumdawu dapat mengalami peningkatan yang tinggi pada sequence ke-2, sequence ke-3, sequence ke-4 dan sequence ke-5. Sehingga, dapat dibuktikan bahwa peran dari middle dan lower sangat penting dalam mereduksi distribusi perpindahan. apabila melihat dari distribusi vektor terjadi akumulasi



Gambar 16. Kondisi distribusi vektor pada terowongan kanan di *sequence* akhir penggalian terowongan tanpa penyangga



Gambar 17. Kondisi distribusi vektor pada terowongan kanan di *sequence* akhir penggalian terowongan setelah penyangga

b. Perbandingan nilai total displacement terowongan kanan terhadap terowongan kiri

Berdasarkan pada grafik dinding kanan bawah diperoleh bahwa *sequence* ke-2 dan ke-3 lebih besar ketika terdapat penyangga permanen. Kemudian, setelah *sequence* ke 4 hingga ke 7 terowongan tanpa penggalian lebih besar. Kemudian pada pengamatan dinding kanan atas diperoleh pada *sequence* 1 tanpa terowongan kiri mengalami perpindahan yang lebih besar sebesar 40 mm, namun setelah *sequence* ke-2 hingga ke-7 diperoleh bahwa terowongan kiri dengan penyangga permanen lebih besar. Pada atap terowongan tidak mengalami perbedaan ketika terowongan kiri penyangga permanen atau tanpa penggalian terowongan kiri. Pada dinding kiri atas diperoleh pada *sequence* ke-1 dan ke-2 mengalami perpindahan yang lebih besar ketika tanpa penggalian terowongan kiri. Namun, setelah *sequence* ke-3 hingga ke-7 diperoleh mengalami perpindahan yang lebih ketika terowongan kiri penyangga permanen. Pada dinding terowongan kiri bawah diperoleh *sequence* ke-1 hingga ke-7 lebih besar ketika terowongan kiri penyangga permanen.

Berdasarkan hasil yang diperoleh dapat disimpulkan bahwa terjadinya penggalian terowongan kiri sangat berpengaruh terhadap kondisi perpindahna terowongan kanan. adanya pengaruh tersebut diperoleh dari contour yang terjadi diantara terowongan kanan dan terowongan kiri. Hal tersebut juga dibuktikan pada penelitian yang telah ada bahwa jarak antara terowongan berpengaruh terhadap kestabilan terowongan penelitian tersebut melakukan simulasi dengan 2 kali diameter (2D) dan 3 kali diameter (3D).

4.4. Pengaruh Tegangan Vertikal dan Tegangan Horisontal Terowongan Kanan Terhadap Terowongan Kiri

a. Analisis tegangan vertikal dan tegangan horizontal terowongan kanan ketika terowongan kiri telah penyangga permanen

Berdasarkan hasil distribusi sigma 3 beberapa titik pengamatan terowongan mengalami kondisi *compression stress* (+) dan *tensile stress* (-).

Pengamatan terhadap sigma 1 untuk terowongan kanan dapat dilihat pada Tabel 5.4. berdasarkan hasil sigma 1 diperoleh pada pengamatan 1 dan 5 terjadi penurunan nilai. Tahap ke-7 pada pengamatan 2 dan 3 menjadi lebih besar dibandingkan tahap ke-1. Sedangkan, pengamatan 1,4 dan 5 mengalami penurunan. Setelah penyangga pada dinding kanan atas, atap dan kiri atas diperoleh tegangan sebesar 0,254, 0,200 dan 0,199. Berdasarkan Tabel 5.4 diperoleh hasil sigma 1 setelah penyangga lebih besar daripada sebelum penyangga.

Pengamatan terhadap sigma 3 dapat dilihat pada Tabel 5.4. Setelah dilakukan analisis sigma 3 terowongan mengalami *tensile stress* atau tegangan tarik (-) dan *compression stress* atau tegangan penekan (+). *Tensile stress* terjadi pada seluruh pengamatan saat sebelum penyangga dan setelah penyangga. sebelum penyangga *Compression stress* maximum terjadi pada pengamatan 1 tahap ke-2 (atap) sebesar 0,121 Mpa. *Tensile stress* maximum sebelum penyangga terjadi pada pengamatan 1 di tahap ke-2 sebesar -0,1771 MPa. Berdasarkan hasil analisis pada Tabel 5.4 mengindikasikan terjadi *tensile stress* pada terowongan setelah penyangga. Terjadi kondisi tersebut dapat disebabkan oleh *compression stress* atau tegangan vertikal yang terlalu besar.

Berdasarkan hasil analisis numerik, diperoleh sigma 1 terowongan setelah penyangga lebih besar dari tanpa penyangga. Hal tersebut dapat disebabkan karena kondisi daerah penggalian yang merupakan tanah sehingga dipasang penyangga akan menambah beban pada terowongan sehingga kondisi tersebut dapat terjadi.

b. Perbandingan Nilai Tegangan Vertikal dan Tegangan Horisontal Terowongan Kanan Terhadap Terowongan Kiri Pada Kondisi Tanpa Penggalian Dan Penyangga Permanen

Berdasarkan hasil yang diperoleh diatas dapat dikemukakan ilustrasi distribusi tegangan terhadap *sequence* penggalian secara umum. Terowongan kanan setelah dipasang penyangga

dkk

ketika tanpa penggalian terowongan kiri memiliki nilai distribusi tegangan yang lebih besar. Kemudian terowongan kanan tanpa penyangga diperoleh bahwa kondisi tanpa penggalian terowongan kiri lebih besar. Sehingga, dapat disimpulkan pada distribusi tegangan yang terjadi lebih besar pada terowongan tanpa penggalian terowongan kiri. Kemudian terjadi peningkatan tegangan apabila dihubungkan dengan lingkaran mohr coulomb artinya tegangan yang meningkat dapat membuat terowongan menjadi semakin aman, karena menjauhi garis envelope atau batas *failure*. Melihat dari nilai sigma 1 dan sigma 3 ketika dipasang penyangga mengalami kenaikan yang besar disebabkan oleh karakteristik dari daerah penggalian yang merupakan tanah jelek sehingga dapat dimungkinkan terjadi hal tersebut.

4.5. Analisis Pengaruh Perubahan Tegangan In-situ Terhadap *Strength Factor*

Pada penelitian ini bertujuan mengetahui pengaruh yang terjadi akibat peningkatan *field stress*. Untuk mengetahui pengaruh tersebut, dibuat hubungan tegangan insitu terhadap *streng factor*.

Berdasarkan hasil analisis nilai tegangan insitu dan strength factor dapat dibuat hubungan untuk melihat pengaruh. Pada penelitian ini, variabel bebas adalah tegangan in-situ dan variabel terikat adalah *strength factor*. Sehingga, perubahan yang terjadi pada tegangan in-situ dapat diketahui nilai strength factornya pada titik pengamatan

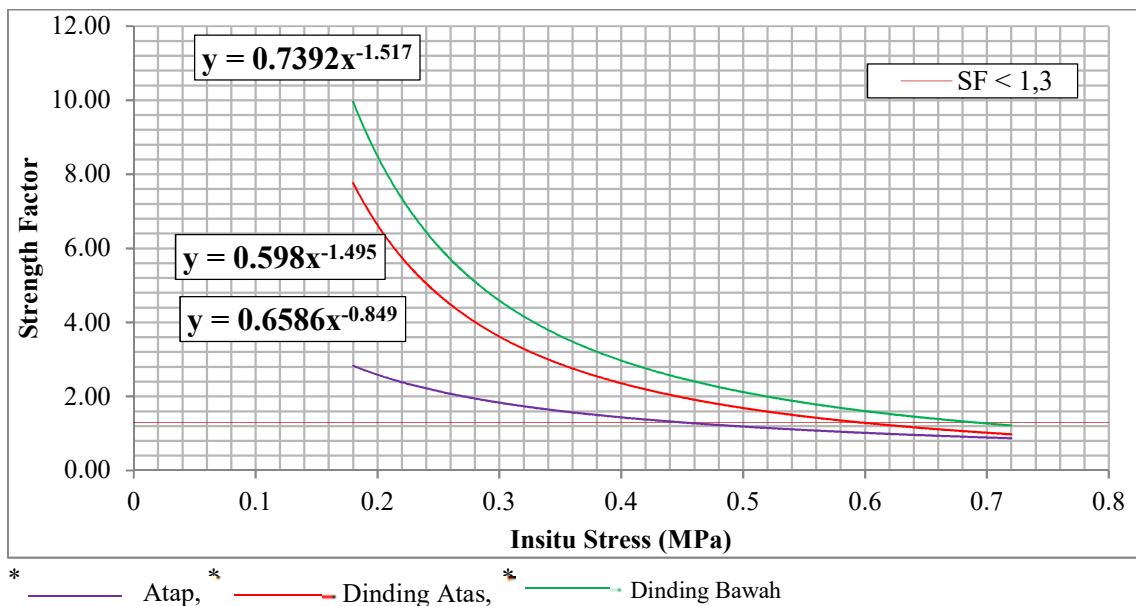
terowongan. Tingkat hubungan kedua variabel tersebut berdasarkan koefisien korelasi menurut sugiyono yang dapat dilihat pada Tabel 5.

Tabel 5.5 Nilai koefisien korelasi (Sugiyono, 2009)

Interval Koefisien	Tingkat hubungan
0,00 - 0,19	Sangat Redah
0,20 - 0,39	Rendah
0,40 - 0,59	Sedang
0,60 - 0,79	Kuat
0,80 - 1,00	Sangat Kuat

Grafik pada Gambar 18 menggunakan *trendlline power* dan terbagi atas 3 trendline yakni pada dinding atas, dinding bawah dan atap. Sehingga, grafik dibawah dapat digunakan dengan asumsi yang telah dijelaskan pada bab sebelumnya. Grafik dibawah sebagai prediksi untuk menentukan kestabilan terowongan Cisumdawu.

Berdasarkan grafik diatas dapat diperoleh nilai tegangan insitu ketika terjadi peningkatan hingga terjadi kondisi tidak stabil. Pada atap terowongan mengalami kondisi tidak stabil ketika tegangan in-situ sebesar 0,41 MPa. Sedangkan, pada dinding atas terowongan ketika tegangan in-situ sebesar 0,60 MPa. Pada dinding bawah terowongan ketika tegangan insitu sebesar 0,68 MPa. Sehingga, terowongan akan mengalami kondisi tidak stabil ketika diterjadi tegangan in-situ sebesar 0,68 MPa.



Gambar 18. Grafik hubungan tegangan in-situ terhadap *strength factor*

5. KESIMPULAN

- a. Berdasarkan nilai *strength factor* diperoleh pada jenis penyangga *Forepolling grouting* adalah yang paling berpengaruh dalam meningkatkan stabilitas terowongan.
- b. Pada hasil analisis nilai *total displacement* pada sequence penggalian pada terowongan kiri dan terowongan kanan diperoleh terowongan kanan mengalami perpindahan yang lebih besar. Perbedaan terowongan kanan dengan terowongan kiri tanpa penyangga berkisar 1 mm – 10 mm. Sedangkan, setelah penyangga memiliki perbedaan 1 mm.
- c. Berdasarkan analisis nilai *total displacement* pada *sequence* penggalian pada terowongan kanan diperoleh :
 - Pada kondisi terowongan kiri setelah pemasangan penyangga permanen diketahui bahwa sequence ke-2, ke-3, ke-4 dan ke-5 atau penggalian middle dan lower merupakan sequence yang berpengaruh dalam upaya mereduksi perpindahan pada terowongan.
 - Penggalian terowongan kiri menyebabkan terjadi perpindahan yang lebih besar dibandingkan tanpa penggalian terowongan kiri.
- d. Berdasarkan analisis distribusi tegangan terowongan diperoleh :
 - Kondisi terowongan kanan setelah pemasangan penyangga permanen diperoleh tegangan vertikal (σ_1) dan tegangan horizontal (σ_3) mengalami kenaikan di setiap *sequence* dan kondisi σ_1 , σ_3 setelah penyangga lebih besar dibanding tanpa penyangga.
 - Terowongan kanan dengan tanpa penggalian terowongan kiri memiliki nilai distribusi tegangan lebih besar ketika tanpa penyangga maupun setelah dipasang penyangga.
- e. Peningkatan tegangan insitu dapat menurunkan nilai *strength factor* sehingga dapat mempengaruhi kestabilan terowongan.

6. SARAN

1. Perlu dilakukan studi yang terperinci untuk penyangga jenis *forepolling grouting*. Studi tersebut meliputi pengaruh sudut *forepolling*, panjang dari *forepolling* dan kualitas dari properties *grout*. Hal tersebut bertujuan untuk mengetahui pengaruh terhadap kestabilan terowongan.
2. Terowongan yang berada pada elevasi sama berpengaruh terhadap nilai *total displacement*

sehingga perlu dilakukan studi terkait pengaruh *total displacement* berdasarkan fungsi kedalaman. Pengaruh dari *total displacement* dapat menyatakan kondisi terowongan aman dari keruntuhan atau tidak aman dari keruntuhan.

7. UCAPAN TERIMAKASIH

Penulis mengucapkan terimakasih kepada semua pihak yang telah membantu dalam penyelesaian penelitian ini, diantaranya Orang tua, Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan UPN “Veteran” Yogyakarta, Pembimbing dan Pembahas yaitu Dr. Ir. Singgih Saptono, MT dan Dra. Indun Titisariwati, MT. Penulis Berharap semoga penelitian ini bermanfaat dan sebagai satu tambahan wawasan ilmu pengetahuan dalam bidang geomekanika.

8. DAFTAR PUSTAKA

1. Abdellah, W. R., 2018, *Studying The Effect Of Some Parameters On The Stability Of Shallow*, Journal Elseveir, Mesir.
2. Bieniawski Z. T., 1989, *Engineering Rock Mass Clasifications*, Jhon Wiley & Sons, Inc., Canada.
3. Chu, B. L., 2006, *Mechanical Behaviour Of A Twin Tunnel In Multi-Layered Formations*, Journal Elsevier, Taiwan.
4. Clarke, B.G., 1995, *Pressuremeters In Geotechnical Design*, Blackie Academic & Professional, London.
5. Das, Braja M., dkk., 1995., *Mekanika Tanah Jilid 1*, Penerbit Erlangga, Jakarta.
6. Hoek, E., dkk., 1998, *Support of Underground Excavation in Hard Rock*, A.A. Balkema Publishers, Rotterdam.
7. Langaker, M., 2014, *Joborget tunnel – Analysis of stability and support design for tunneling in soil*, Norwegian University of Science and Technology, Department of Geology and Mineral Resources Engineering.
8. Kolymbas, Dimitrios., 2008, *Tunnelling and Tunnel Mechanics*, Springer, Berlin.
9. Li, Pengfei, dkk., 2016, *Displacement characteristics of high-speed railway tunnel construction in loess ground by using multi-step excavation method*, Journal Elsevier, Tiongkok.

dkk

10. Rai, M.A., Kramadibrata, S., Wattimena, R.K., 2013, *Mekanika Batuan*. Penerbit ITB, Bandung.
11. Saptono, S., 2012, *Pengembangan Metode Analisis Stabilitas Lereng Berdasarkan Karakterisasi Batuan di Tambang Terbuka Batubara*, Disertasi, Program Studi Rekayasa Pertambangan, Institut Teknologi Bandung, Bandung.
12. Saptono, S., dkk., 2009, *Pengaruh Ukuran Contoh Terhadap Kekuatan Batuan*, Jurnal Teknologi Mineral Vol. XVI No. 1/2009, ITB.
13. Sakurai, Shunsuke, 2017, *Back Analysis In Rock Engineering*, CRC Press/Balkema, London, Volume 4.
14. Singh, B., and Goel, R.K., 1999, *Rock Mass Classification*, Elsevier Science Ltd, Oxford, UK.
15. SNI 03 4813-1998. *Cara Uji Triaxial Untuk Tanah Kohesif Dalam Keadaan Tidak Terkonsolidasi dan Tidak Terdrainase (UU)*.
16. SNI 03 2815-1992. *Metode Pengujian Triaxial*.
17. SNI 03 1974-1990. *Metode Pengujian Kuat Tekan Beton*.
18. SNI 03 6825-2002. *Metode Pengujian Kekuatan Tekan Mortar Semen Portland Untuk Pekerjaan Sipil*.
19. Singh, B., and Goel, R.K., 2006, *Tunnelling in Weak Rock*, Elsevier Science Ltd, Oxford, UK.
20. Smith, M.J., 1984, *Mekanika Tanah*, Edisi Keempat, Diterjemahkan oleh : Elly Madyayanti, Erlangga, Jakarta.
21. Soedarmo, G.D., dan Purnomo, S.J.E, 1993, *Mekanika Tanah 1*, Penerbit Kanisius, Malang.
22. Terzaghi, K., dan Peck, R.B., 1987, *Mekanika Tanah dalam Praktek Rekayasa*, Edisi Kedua, Diterjemahkan oleh : Bagus Witjaksono dan Benny Krisna R., Erlangga, Jakarta.
23. Terzaghi, K. and Peck, R. B. 1967. *Soil Mechanics in Engineering Practice*, 3rd edition, Wiley, New York, NY, USA.
24. Verrujit, A., 2001, *Soil Mechanics*, Delf University Of Technology, Belanda.
25. Verrujit, A., 2018, *An Introduction to Soil Mechanics*, Springer International, Belanda, Volume 30.
26. Wyllie, D. C. and Mah, C.W., 2004, *Rock Slope Engineering Civil and Mining 4th Edition*, Spon Press, 270 Madison Avenue, New York, USA.

Estimasi Perhitungan Sumberdaya Batu Andesit dengan Menggunakan Metode Geolistrik *Resistivity* 2D di Desa Banyuasinspare Kecamatan Loano, Kabupaten Purworejo, Jawa Tengah

Winda, Wawong Dwi Ratminah, Heru Suharyadi

*Teknik Pertambangan, FTM, Universitas Pembangunan Nasional "Veteran" Yogyakarta
Jl. SWK 104 (Lingkar Utara) Condongcatur Yogyakarta Indonesia 55283
Heru.suharyadi@gmail.com*

ABSTRACT

Natural resources in Indonesia are very abundant, mining commodities in the form of rocks that are used as building materials are also widely available in nature. One of them is andesite stone. andesite stone is used for foundation and road reinforcement materials that have good economic value. Purworejo Regency is one of the regions that has abundant andesite resources. To know the quantity of andesite aids that exist in nature, an exploration method is needed.

In this study, we will look at the quantity of andesite in Banyuasinspare Village, Loano Subdistrict, Purworejo Regency, Central Java by using 2d resistivity geoelectric testing. It is expected that the quantity of andesite in the research area can be known.

Based on the results of the study, it is known that Andesite rock resistivity obtained from outcrop measurements is not in accordance with some literature which says the value of andesite resistivity is $> 1000 \text{ Ohm.m}$. This is thought to be due to the presence of ground water that passes through the andesite rock fracture, therefore the geoelectric measurement results of resistivity values that are used after calibration are starting from 100 Ohm.m . The measurement results are 4 trajectories, each with a trajectory length of 310 m with a maximum depth of 60 m. The total volume calculated for Andesite is $807,625 \text{ m}^3$, Weather Andesite is $157,500 \text{ m}^3$, Tanah Urug is $569,875 \text{ m}^3$ and Top Soil is $379,625 \text{ m}^3$. However, considering the results of this calculation are inferred resources, the confidence level is 80% so that if the total volume is multiplied by 80% and the amount of Andesite resources is $646,100 \text{ m}^3$, Weather Andesite is $126,000 \text{ m}^3$, Urug Land is $455,900 \text{ m}^3$ and Top Soil is $303,700 \text{ m}^3$.

Keywords: Geoelectric, Resistivity 2d, Andesite, Volume

RINGKASAN

Sumberdaya alam di Indonesia sangat melimpah, komoditas tambang berupa batuan yang digunakan sebagai bahan bangunan juga tersedia banyak di alam. Salah satunya adalah batu andesit. batu andesit digunakan untuk pondasi maupun bahan perkuatan jalan yang mempunyai nilai ekonomi yang baik. Kabupaten Purworejo salah satu daerah yang memiliki sumberdaya andesit yang cukup melimpah. Untuk mengetahui secara kuantitas dari bantu andesit yang ada di alam perlu dilakukan suatu metode eksplorasi.

Pada penelitian ini akan melihat kuantitas dari bnatu andesit di Desa Banyuasinspare, Kecamatan Loano, Kabupaten Purworejo, Jawa tengah dengan menggunakan pengujian geolistrik *resistivity* 2d . diharapkan dapat diketahui kuantitas batu andesit pada daerah penelitian tersebut.

Berdasarkan hasil penelitian diketahui Nilai resistivity batu Andesit yang didapat dari hasil pengukuran singkapan tidak sesuai dengan beberapa *literature* yang mengatakan nilai resistivity andesit $> 1000 \text{ Ohm.m}$. Hal ini diduga dikarenakan keberadaan air tanah yang melewati rekahan batuan andesit tersebut, maka dari itu hasil pengukuran geolistrik ini nilai resistivity yang di gunakan setelah di kalibrasi yaitu mulai dari 100 Ohm.m . Hasil pengukuran sebanyak 4 lintasan yang masing-masing panjang lintasan 310 m dengan kedalaman maksimal 60 m. Volume total hasil perhitungan untuk Andesit sebesar 807.625 m^3 , Andesit Lapuk sebesar 157.500 m^3 , Tanah Urug sebesar 569.875 m^3 dan Top Soil sebesar 379.625 m^3 . Namun mengingat hasil perhitungan ini merupakan sumberdaya tereka maka tingkat kepercayaannya adalah 80 % sehingga bila volume total tersebut dikalikan 80 % dan didapatkan jumlah sumberdaya Andesit sebesar 646.100 m^3 , Andesit Lapuk sebesar 126.000 m^3 , Tanah Urug sebesar 455.900 m^3 dan Top Soil sebesar 303.700 m^3 .

Kata Kunci: Geolistrik, Resistivity 2d, Andesit, Volume

I. Pendahuluan

Latar belakang masalah

Sumberdaya alam di Indonesia sangat melimpah, komoditas tambang berupa batuan yang digunakan sebagai bahan bangunan juga tersedia banyak di alam. Salah satunya adalah batu andesit. batu andesit digunakan untuk pondasi maupun bahan perkuatan jalan yang mempunyai nilai ekonomi yang baik. Kabupaten Purworejo salah satu daerah yang memiliki sumberdaya andesit yang cukup melimpah. Untuk mengetahui secara kuantitas dari bantu andesit yang ada di alam perlu dilakukan suatu metode ekplorasi.

Pada penelitian ini akan melihat kuantitas dari bnatu andesit di Desa Banyuasinspare, Kecamatan Loano, Kabupaten Purworejo, Jawa tengah dengan menggunakan pengujian geolistrik *resistivity* 2d diharapkan dapat diketahui kuantitas batu andesit pada daerah penelitian tersebut.

Tujuan penelitian

Adapun tujuan penelitian ini sebagai berikut:

1. Melokalisir Andesit di daerah penelitain
2. Mengetahui penyebaran Andesit pada setiap blok berdasarkan model 3 dimensi.
3. Estimasi sumberdaya ganit pada model 3 dimensi di daerah penelitian yang terdiri dari 3 blok, yaitu Selatan, Tengah dan Utara.

Batasan masalah

yang berbeda, dan tergantung dari satuan batuan

1. Dalam penelitian ini hanya menggunakan data resistivitas dan tidak dilengkapi data kualitas Andesit serta data bor.
2. Dalam penelitian ini hanya berpedoman pada hasil pengukuran geolistrik resistivitas.

I. Metode

Metode geolistrik

Geolistrik adalah suatu metode dalam geofisika yang mempelajari sifat aliran listrik di dalam bumi dan cara mendeteksinya di permukaan bumi. Metode geolistrik mempunyai prinsip dasar mengirimkan arus ke bawah permukaan, dan mengukur kembali potensial yang diterima di permukaan.

Salah satu metode dalam geolistrik adalah metode tahanan jenis atau *resistivity*. Dari pengukuran resistivitas dapat ditentukan distribusi resistivitas di bawah permukaan tanah. Tujuan dari pengukuran resistivitas untuk menentukan distribusi resistivitas bawah permukaan dari pengukuran di atas permukaan tanah. Dari pengukuran tersebut nilai resistivitas yang sebenarnya dapat diprediksi. Resistivitas bawah permukaan berhubungan dengan variasi parameter geologi seperti kandungan mineral dan fluida, porositas dan derajat saturasi suatu batuan. Pada kenyataannya, di alam harga resistivitas tidak selalu sama, karena sifat alam yang tidak selalu sama pada daerah daerah yang bersangkutan.

Tabel 1. Nilai Resistivitas Dari Lapisan (Philip Kearey, dkk, 2002)

Material	Nominal Resistivity (Ωm)
Andesit (Weathered)	$500 - 3,6 \times 10^3$
Andesit (Fresh)	$3,6 \times 10^3 - 10^6$
Gabro	$10^3 - 10^6$
Schist	$20 - 10^4$
Quartzite	$10 - 2,5 \times 10^8$
Sandstone	$1 - 10^9$
Shale	$15 - 10^4$
Clay	$1 - 10$
Aluvium	$9 - 10^3$

Tabel 2. Nilai Resistivitas Dari Lapisan (John M. Reynolds, 2011)

Material	Nominal Resistivity (Ωm)
<i>Sulphides</i>	
Chalcopyrite	$1.2 \times 10^{-5} - 3 \times 10^{-1}$
Pyrite	$2.9 \times 10^{-5} - 1.5$
Pyrrhotite	$7.5 \times 10^{-6} \times 1^{-2}$
Galena	$3 \times 10^{-5} - 3 \times 10^2$

Material	Nominal Resistivity (Ωm)
Sphalerite	1.5×10^7
<i>Oxides</i>	
Haematite	$3.5 \times 10^{-3} - 10^7$
Limonite	$10^3 - 10^7$
Magnetite	$5 \times 10^{-5} \times 5.7 \times 10^3$
Ilmenite	$10^{-3} - 50$
Quartz	$300 - 10^6$
Rock Salt	$30 - 10^{13}$
Anthraxite	$10^{-3} - 2 \times 10^5$
Lignite	9 - 200
Andesite	$300 - 1.3 \times 10^6$
Andesite (weathered)	30 - 500
Syenite	$10^2 - 10^6$
Diorite	$10^4 - 10^5$
Gabbro	$10^3 - 10^6$
Basalt	$10 - 1.3 \times 10^7$
Schists (calcareous and mica)	$20 - 10^4$
Schist (graphite)	10 - 100

Dari kedua tabel diatas dapat dilihat perbedaan yang cukup jauh dalam penentuan nilai resistivitas dari Andesit, sehingga diambil jalan tengah dengan melakukan rata-rata pada kedua nilai yaitu pada Andesit lapuk, untuk Andesit lapuk dilakukan rata-rata pada nilai maksimum sehingga menghasilkan nilai 1950 Ohm.m, sedangkan untuk nilai minimum di dapatkan dari pengukuran di lapangan dan menghasilkan nilai 900 Ohm.m. Nilai Andesit fresh sendiri dapat ditentukan setelah melakukan rata-rata pada nilai Andesit lapuk, sehingga di dapatkan nilai Andesit fresh yaitu >1950 Ohm.m.

Dalam pengukuran resistivitas, dapat diasumsikan bahwa bumi mempunyai sifat homogen isotropik, sehingga diasumsikan resistivitas yang terukur merupakan nilai resistivitas yang sebenarnya. Pada kenyataanya bumi terdiri dari lapisan-lapisan dengan nilai resistivitas yang berbeda-beda karena memiliki sifat heterogen anisotropik. Maka nilai resistivitas yang terukur bukan nilai resistivitas yang sebenarnya melainkan resistivitas semu. Nilai resistivitas semu dapat dihitung dengan menggunakan persamaan sebagai berikut:

$$\rho = K \frac{\Delta V}{I} \tag{3.1}$$

keterangan:

K = faktor geometri

ΔV = beda potensial listrik (Volt)

I = arus listrik (Ampere)

ρ = resistivitas (Ohm.m)

Konfigurasi elektroda wenner

Konfigurasi elektroda pada geolistrik ada beberapa jenis dan yang digunakan pada penelitian

ini adalah konfigurasi Wenner Alpha. Kelebihan pada konfigurasi ini memiliki waktu pengukuran lebih cepat dari konfigurasi lainnya, memiliki sinyal yang kuat sehingga baik pada lingkungan yang memiliki *noise* yang tinggi, memiliki sensitifitas terhadap perubahan vertikal dan kemampuan penetrasi arus terhadap kedalamannya lebih baik dari Wenner Beta. Susunan elektroda Wenner Alpha terletak dalam satu garis yang simetris terhadap titik tengah. Dalam hal ini, elektroda arus dan elektroda potensial mempunyai jarak yang sama yaitu $C1P1 = P1P2 = P2C2 = a$. Jarak spasi elektroda diperbesar secara bertahap, mulai dari harga *a* kecil sampai harga *a* besar. Batas pembesaran spasi elektroda ini tergantung pada kemampuan alat yang dipakai. Faktor Geometri untuk Konfigurasi Wenner Alpha adalah

$$K = 2\pi a \tag{3.12}$$

Teori inversi dasar

Pengolahan data 2D melalui *software* Res2Dinv menggunakan permodelan inversi. Permodelan inversi adalah teknik permodelan dengan cara mencoba-coba dan memodifikasi parameter model hingga diperoleh kecocokan data perhitungan dan data lapangan yang dilakukan secara otomatis. Data pengamatan yang didapatkan diharapkan dapat memberikan informasi sebanyak-banyaknya, tidak hanya sekedar mengenai sifat fisis batuan saja, melainkan juga kondisi geometri batuan bawah permukaan dan posisi kedalaman batuan tersebut. Informasi tersebut bisa didapat bila diketahui hubungan antara sifat fisis batuan tersebut dan data lapangan. Penghubung dari keduanya merupakan model matematika dan statistik, dengan begitu rumus dari inversi pada *software* Res2Dinv adalah :

$$(J^T J + \lambda F) \Delta q_k = J^T g - \lambda F q_k \dots \dots \dots (3.2)$$

Keterangan :

- J** : turunan parsial pada matriks Jacobian
- Δq : Parameter perubahan vektor model
- λ : faktor redaman
- g** : merupakan selisih antara data pengukuran dengan respon model
- $F = \alpha x C_x^T C_x + \alpha y C_y^T C_y + \alpha z C_z^T C_z$
- C_x, C_y, C_z** = kekasaran matrik filter di arah x-, y-, dan z-
- $\alpha x, \alpha y,$ dan αz** = merupakan berat relative yang diberikan kepada filter kekasaran pada arah x-, y-, dan z-

Permodelan dan estimasi sumberdaya

Konsep model blok

Permodelan dan estimasi sumberdaya secara komputer didasarkan pada kerangka model blok. Ukuran blok mempunyai fungsi geometri mineralisasi di daerah penelitian dan sistem penambangan yang digunakan. Dimensi minimal blok dapat ditentukan sesuai dengan *rule of thumb* yaitu tidak kurang dari ¼ dari rata-rata jarak pemboran.

Metode kriging blok

Kriging blok merupakan korelasi antara titik dengan blok dimana korelasi tersebut merupakan rata-rata antara titik sampel ke-i dan semua titik di dalam blok. Variansi kriging di dapat dari persamaan sebagai berikut :

$$\sigma^2 OK = C - [\sum(\lambda_i - C_{iA}) + \mu] \dots \dots \dots (3.3)$$

Keterangan :

- Matrik **C** = nilai – nilai kovariansi C_{ij} antara peubah acak V_i dan V_j pada lokasi yang sama
- Matrik λ = bobot kriging dan μ
- μ = mean

C_{iA} = adalah kovariansi rata-rata antara sampel tertentu dengan semua titik di dalam blok A.
 A = diskret nomor titik dalam x, y, z

Klasifikasi sumberdaya mineral

Sumberdaya Mineral (*Mineral Resources*) menurut SNI 4726:2011 adalah sebagai berikut :

1. Sumberdaya Mineral Tereka (*Inferred Mineral Resource*)
2. Sumberdaya Mineral Terunjuk (*Indicated Mineral Resource*)
3. Sumberdaya Mineral Terukur (*Measured Mineral Resource*)

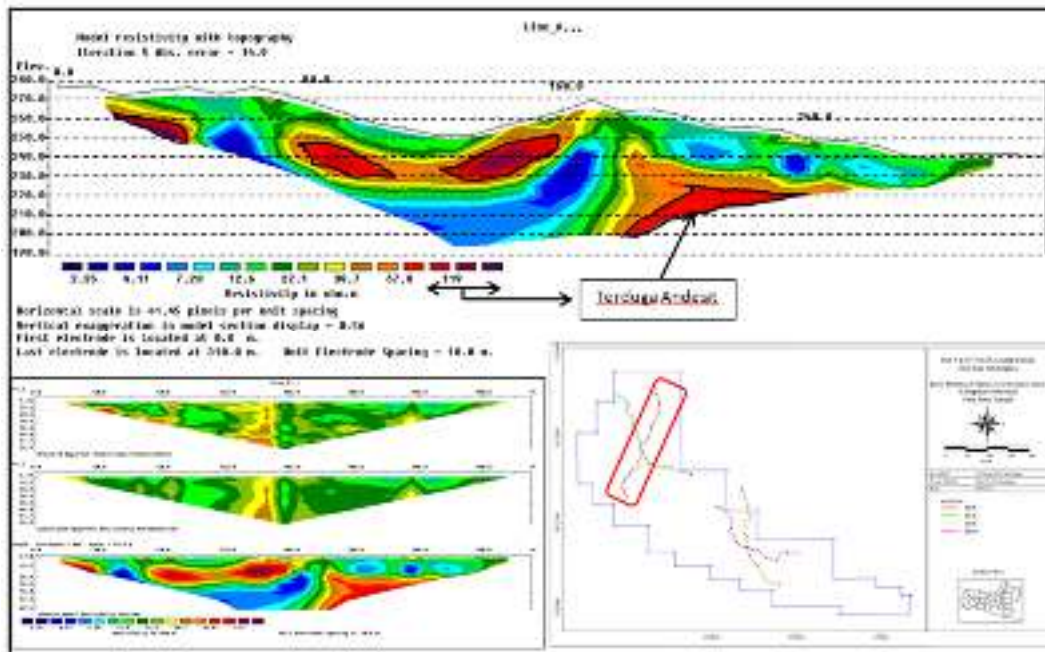
II. HASIL PENELITIAN

2.1. Penampang Lintasan Geolistrik

Pada hasil penyelidikan ini ditemukan line geolistrik yang menunjukkan adanya Andesit. Pengukuran yang dilakukan sebanyak 4 line dengan panjang 310 m. Adapun rincian hasil pengukuran sebagai berikut :

A. Penampang Lintasan Geolistrik Pada Line 1

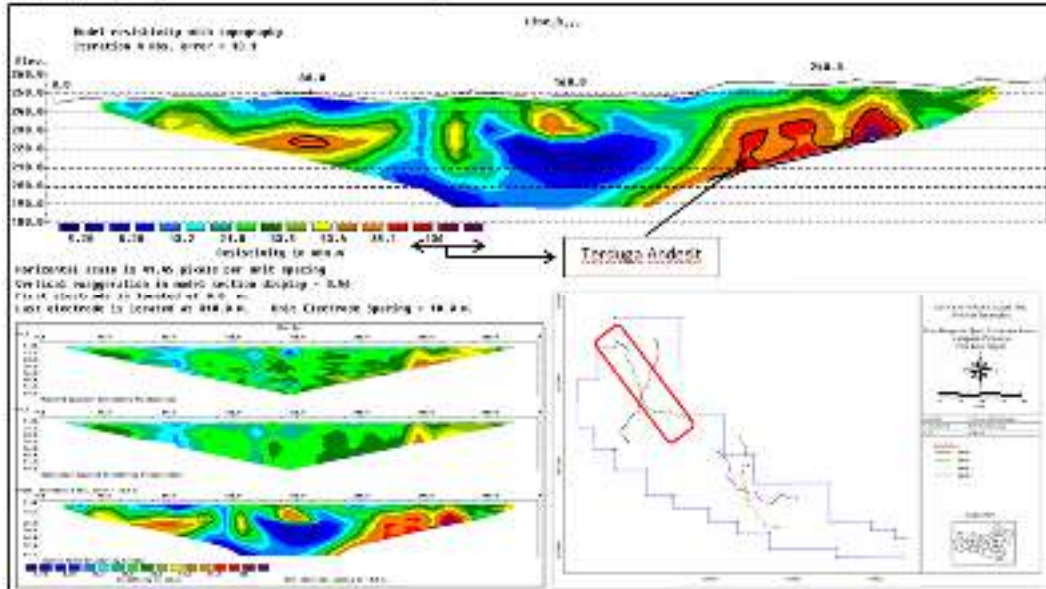
Line 1 dibuat dengan arah melintang Barat daya – Timur laut dengan panjang *line* kurang lebih 310 m dengan jarak elektroda 10 meter, Berdasarkan data resistivity yang dipakai sebesar 100 ohm dengan warna skala yaitu merah dan nilai toleransi penyimpangan analisis atau eror yaitu sebesar 14.9 %, maka diduga keberadaan Andesit berada diantara elektroda ke 1 sampai 4 dengan kedalaman terdekat dari permukaan tanah adalah ± 10 m dan kedalaman dasar Andesit ± 20 m, elektroda ke 8 sampai 16 dengan kedalaman terdekat dari permukaan tanah adalah ± 10 m dan kedalaman dasar Andesit ± 25 m, elektroda ke 20 sampai 23 dengan kedalaman terdekat dari permukaan tanah adalah ± 25 m dan kedalaman dasar Andesit ± 60 m.



Gambar 1. Lintasan Geolistrik 1

B. Penampang Lintasan Geolistrik Pada Line 2
 Line 2 dibuat dengan arah melintang Tenggara – Barat laut dengan panjang *line* kurang lebih 310 meter dengan jarak antar elektroda 10 meter. Berdasarkan data resistivity yang dipakai sebesar 100 ohm dengan warna skala yaitu merah dan nilai toleransi penyimpangan analisis atau eror yaitu

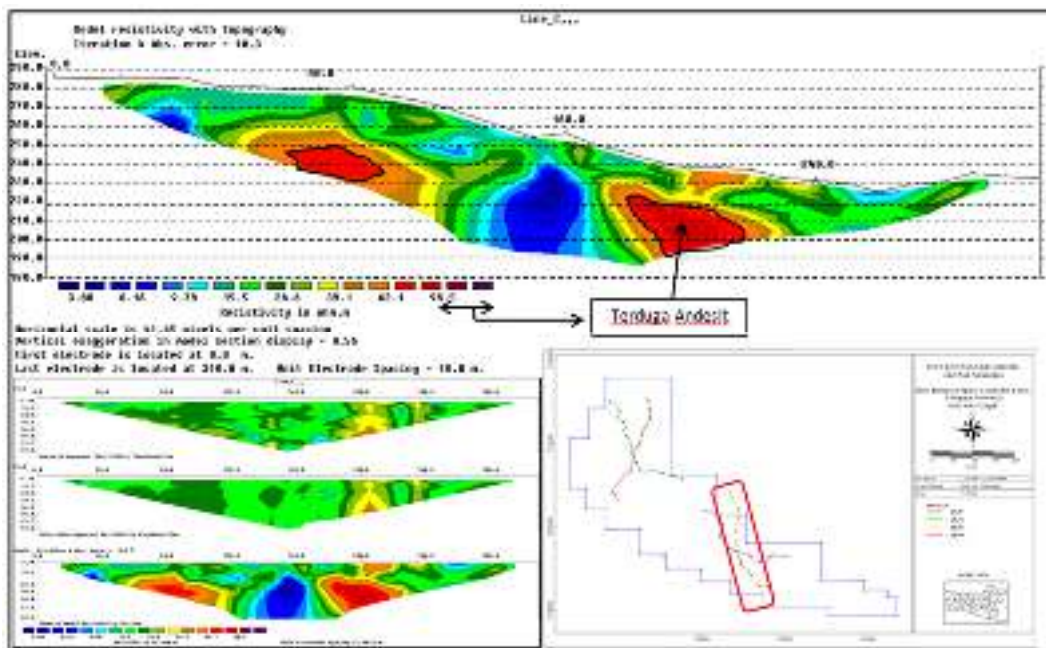
sebesar 13.1 %, maka diduga keberadaan Andesit berada diantara elektroda ke 7 sampai 9 dengan kedalaman terdekat dari permukaan tanah adalah ± 20 m dan kedalaman dasar Andesit ± 30 m, elektroda ke 21 sampai 26 dengan kedalaman terdekat dari permukaan tanah adalah ± 15 m dan kedalaman dasar Andesit ± 40 m.



Gambar 2. Lintasan Geolistrik 2

C. Penampang Lintasan Geolistrik Pada Line 3

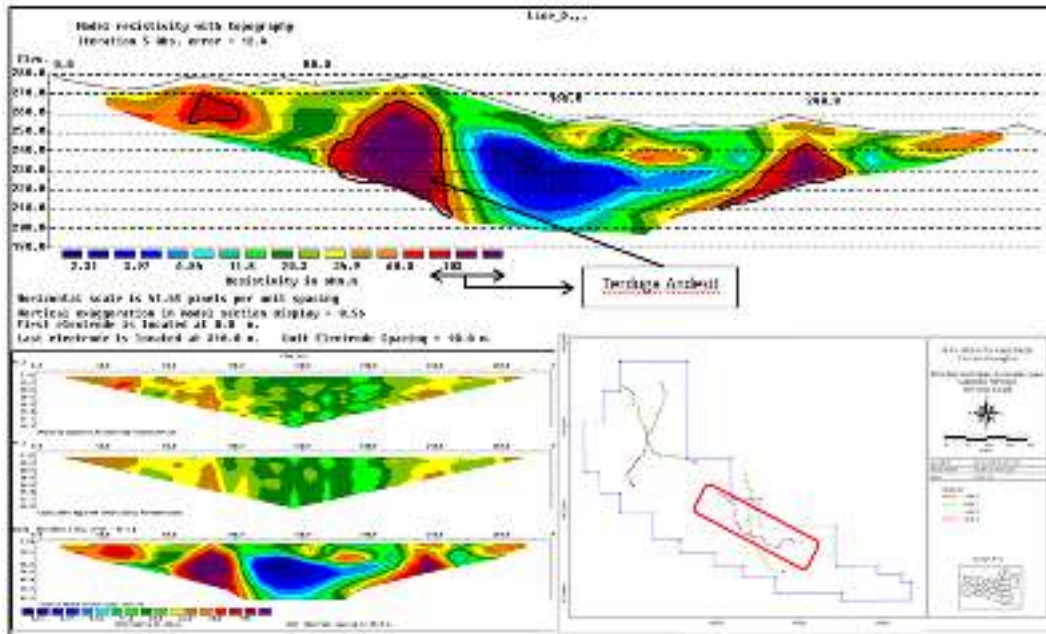
Line 3 dibuat dengan arah melintang Tenggara – Barat laut dengan panjang *line* kurang lebih 310 meter dengan jarak antar elektroda 10 meter. Berdasarkan data resistivity yang dipakai sebesar 100 ohm dengan warna skala yaitu merah dan nilai toleransi penyimpangan analisis atau eror yaitu sebesar 10.3 %, maka diduga keberadaan Andesit berada diantara elektroda ke 7 sampai 10 dengan kedalaman terdekat dari permukaan tanah adalah ± 30 m dan kedalaman dasar Andesit ± 50 m, elektroda ke 18 sampai 22 dengan kedalaman terdekat dari permukaan tanah adalah ± 20 m dan kedalaman dasar Andesit ± 50 m.



Gambar 3. Lintasan Geolistrik 3

D. Penampang Lintasan Geolistrik Pada Line 4
 Line 4 dibuat dengan arah melintang Barat daya – Timur laut dengan panjang line kurang lebih 310 meter dengan jarak antar elektroda 10 meter. Berdasarkan data resistivity yang dipakai sebesar 100 ohm dengan warna skala yaitu merah dan nilai toleransi penyimpangan analisis atau eror yaitu sebesar 12.4 %, maka diduga keberadaan Andesit

berada diantara elektroda ke 4 sampai 6 dengan kedalaman terdekat ± 5 m dan kedalaman dasar Andesit ± 25 m, elektroda ke 9 sampai 12 dengan kedalaman terdekat ± 10 m dan kedalaman dasar Andesit ± 60 m, elektroda ke 21 sampai 25 dengan kedalaman terdekat ± 10 m dan kedalaman dasar Andesit ± 40 m.



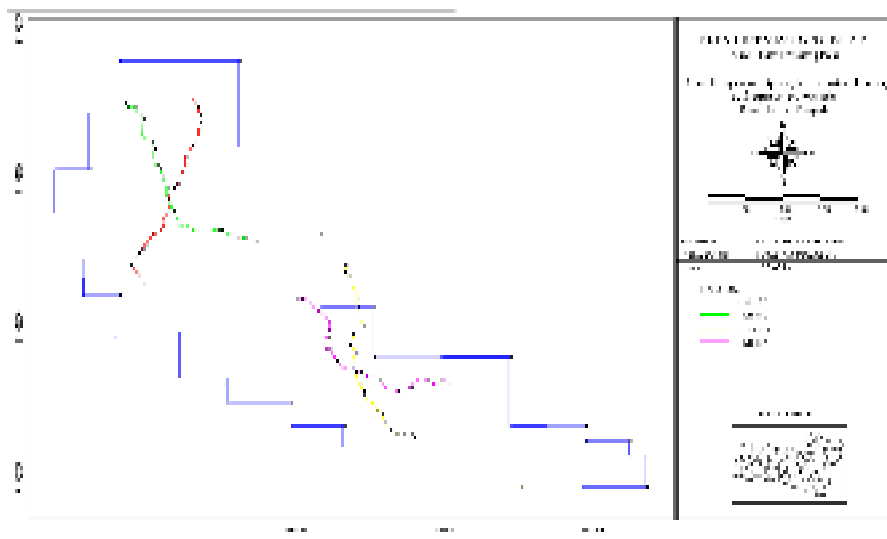
Gambar 4. Lintasan Geolistrik 4

IV. PEMBAHASAN

4.1. Estimasi Sumberdaya Andesit

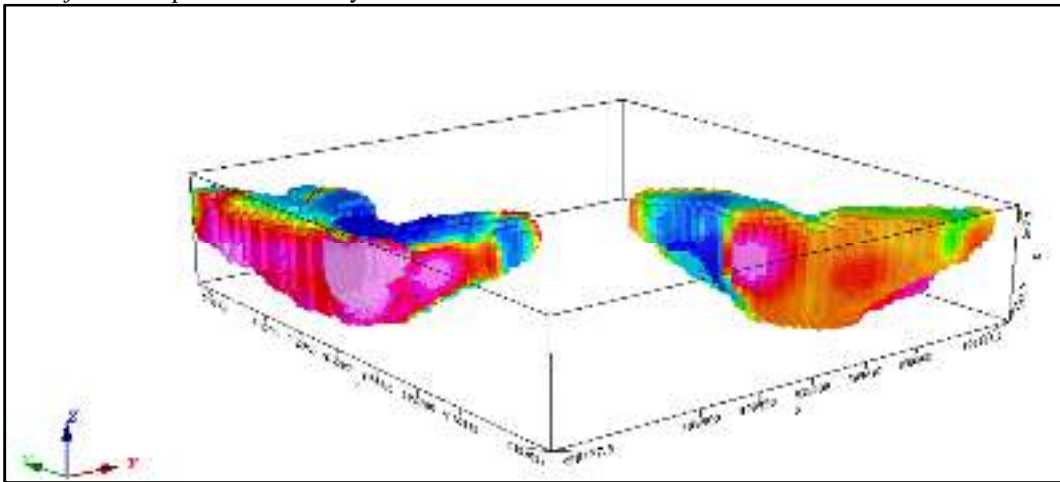
Perhitungan estimasi sumberdaya teroka didasarkan pada perpotongan penampang geolistrik (Gambar 5). Perpotongan penampang tersebut dihubungkan

dengan solid 3D yang diasumsikan sebagai kemenerusan tubuh batuan.

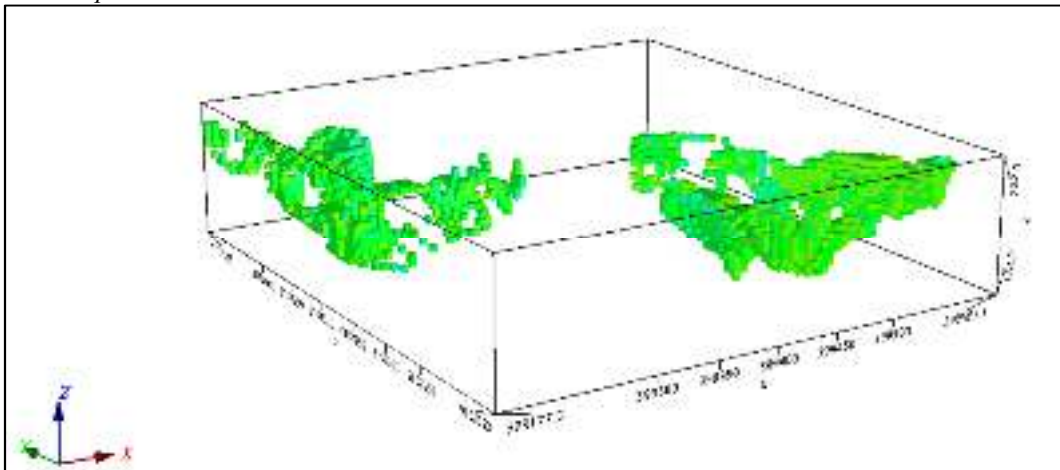


Gambar 5. Sketsa Line Geolistrik

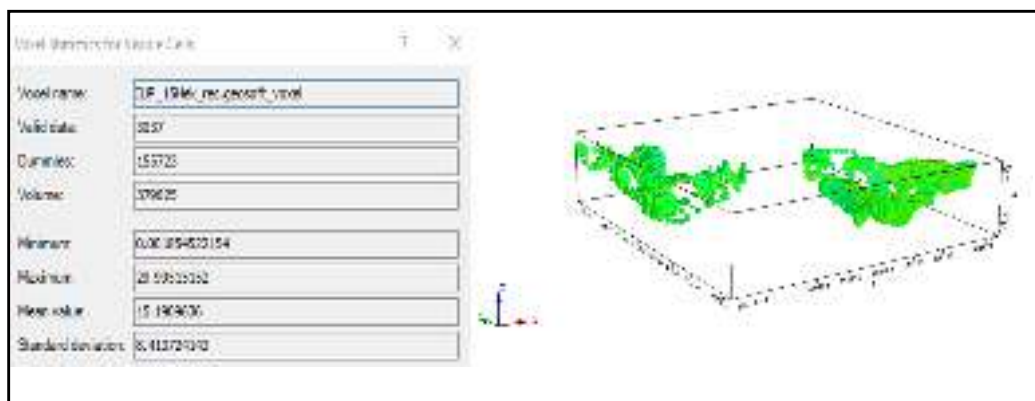
Setelah dilakukan pengolahan dan permodelan *solid* 3D dengan menggunakan *software* permodelan 3D *Geosoft Oasis Montaj* maka dapat dilihat hasilnya :



Penyebaran *Top soil*.

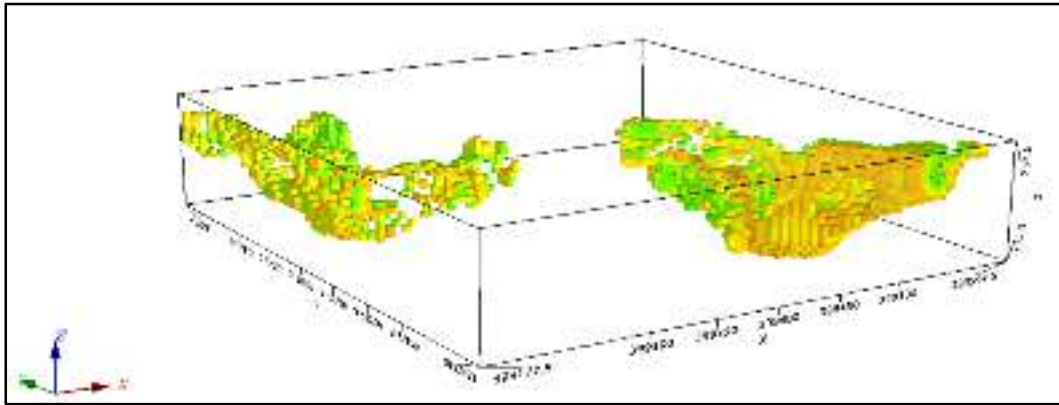


Gambar 6. Sketsa Penyebaran *Top Soil*

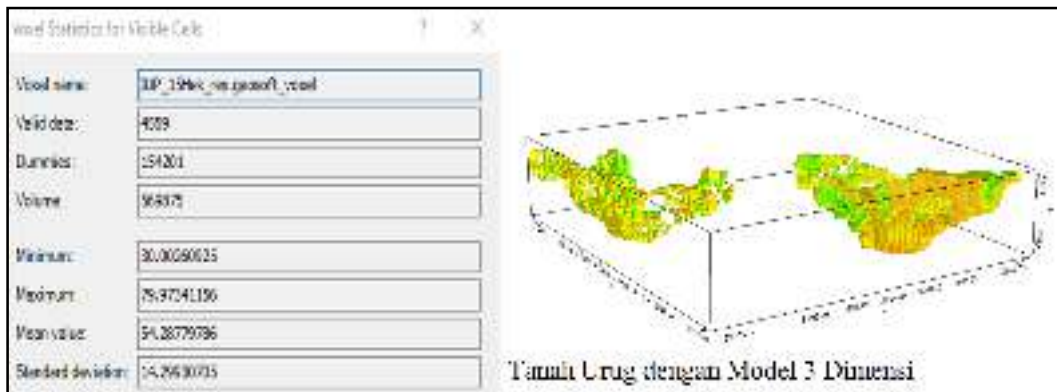


Gambar 7.NSketsa Penyebaran Top Soil dengan Model 3 Dimensi

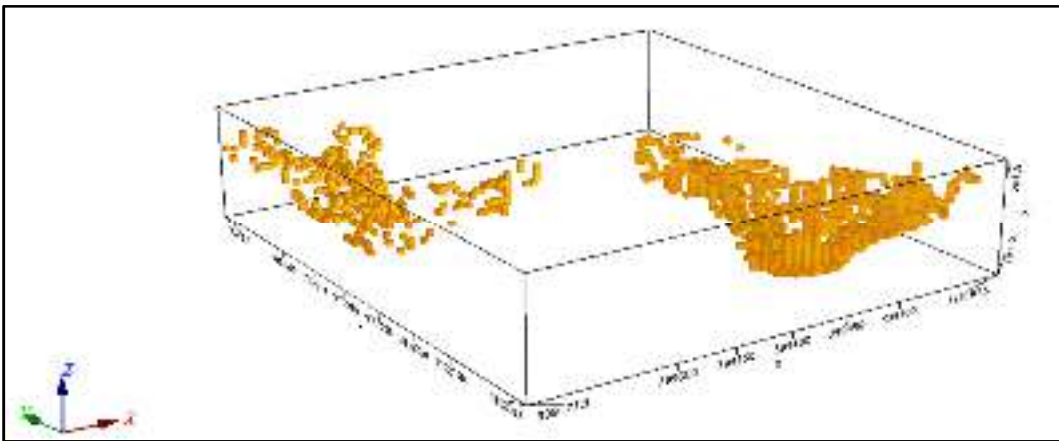
Penyebaran Tanah Urug



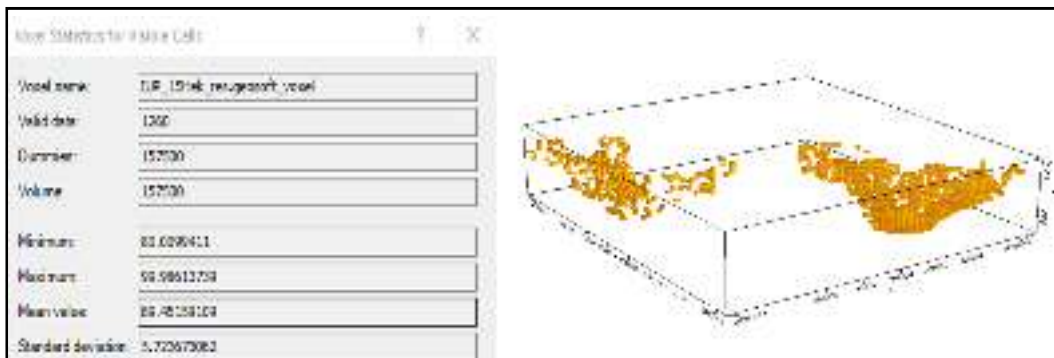
Gambar 8. Sketsa Penyebaran Tanah Urug



Penyebaran Andesit Lapuk

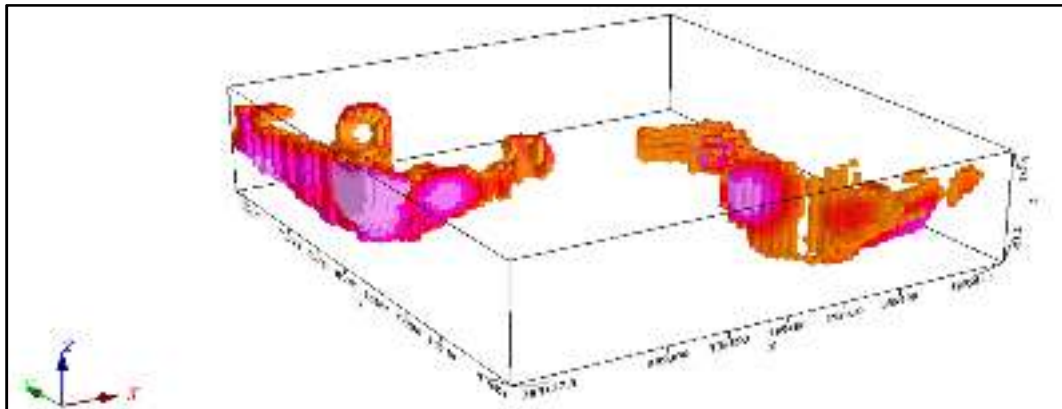


Gambar 10. Sketsa Penyebaran Andesit Lapuk

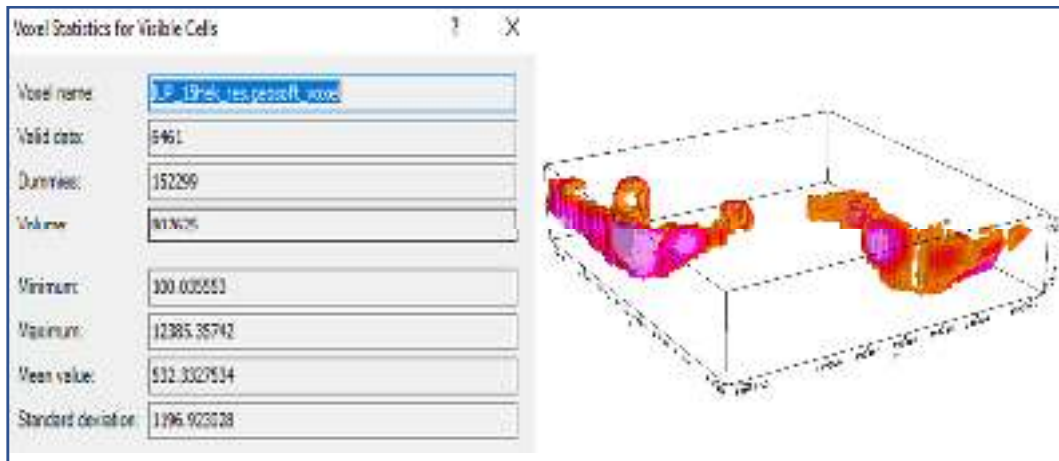


Gambar 11. Sketsa Penyebaran Andesit Lapuk dengan Model 3 Dimensi

Penyebaran Andesit



Gambar 11. Sketsa Penyebaran Andesit



Tabel 3. Perhitungan Estimasi Sumberdaya Andesit

Jenis	Volume (m ³)	Tingkat Keyakinan	Volume (m ³)
Top Soil	379.625	80 %	303.700
Tanah Urug	569.875	80 %	455.900
Andesit Lapuk	157.500	80 %	126.000
Andesit	807.625	80 %	646.100
Jumlah Sumberdaya Tereka			1.531.700

Pada IUP Eksplorasi geolistrik ini terdapat Top Soil, Tanah Urug, Andesit lapuk dan Andesit dengan hasil perhitungan sumberdaya tereka dengan *software Geosoft* sekitar 379.625 m³, 569.875 m³, 157.500 m³, dan 807.625 m³ dengan tingkat

keyakinan data 80 %. Volume Top Soil sebesar 303.700 m³, volume Tanah Urug sebesar 455.900 m³, volume Andesit Lapuk sebesar 126.000 m³ dan volume Andesit sebesar 646.100 m³.

V. Kesimpulan dan Saran Kesimpulan

1. Pengukuran yang dilakukan adalah metode Resistivity 2D dan IP menggunakan konfigurasi *schlumberger N9* pada alat *Naniura NRD 300*, pengukuran ini akan

Berdasarkan hasil penyelidikan pada lokasi penelitian seluas ±15 Ha maka didapat kesimpulan sebagai berikut :

1. memberikan hasil pengukuran berupa penampang Resistivity (ρ).
2. Berdasarkan kondisi geologi di lokasi penelitian, batuan andesit yang ada terbentuk dari pembekuan magma yang

bersifat retas atau *dikes*, sehingga metode penaksiran sumber daya menggunakan software *Geosoft* dengan metode *block model*.

3. Nilai resistivity batu Andesit yang didapat dari hasil pengukuran singkapan tidak sesuai dengan beberapa *literature* yang mengatakan nilai resistivity andesit > 1000 Ohm.m. Hal ini diduga dikarenakan keberadaan air tanah yang melewati rekahan batuan andesit tersebut, maka dari itu hasil pengukuran geolistrik ini nilai resistivity yang di gunakan setelah di kalibrasi yaitu mulai dari 100 Ohm.m.
4. Hasil pengukuran sebanyak 4 lintasan yang masing-masing panjang lintasan 310 m dengan kedalaman maksimal 60 m.
5. Volume total hasil perhitungan untuk Andesit sebesar 807.625 m³, Andesit Lapuk sebesar 157.500 m³, Tanah Urug sebesar 569.875 m³ dan Top Soil sebesar 379.625 m³. Namun mengingat hasil perhitungan ini merupakan sumberdaya tereka maka tingkat kepercayaannya adalah 80 % sehingga bila volume total tersebut dikalikan 80 % dan didapatkan jumlah sumberdaya Andesit sebesar 646.100 m³, Andesit Lapuk sebesar 126.000 m³, Tanah Urug sebesar 455.900 m³ dan Top Soil sebesar 303.700 m³.

Saran

Pada lokasi penelitian, disarankan dilakukannya uji bor untuk mencocokkan data geolistrik dengan kondisi lapangan sebenarnya, sehingga dapat diketahui secara pasti sumberdaya di area penelitian.

VI. DAFTAR PUSATAKA

Djoko Santoso. 2002. *Pengantar Teknik Geofisika*. Institut Teknologi Bandung.
Dody Setya Graha. 1987. *Batuan dan Mineral*. Nova : Bandung.

Hidayat, S., dkk. 1995. *Peta Geologi Lembar Tarakan Dan Sebatik, Kalimantan*. Pusat Penelitian dan Pengembangan Geologi : Bandung.

Hustrulid, W., dkk. 2013. *Open Pit Mine Planning & Design Volume 1- Fundamentals*. Taylor & Francis plc : London.

John M. Reynolds. 2011. *An Introduction to Applied and Environmental Geophysics*. Willey – Blackwell : United Kingdom

Loke, M. H. 2016. *Tutorial : 2-D and 3-D electrical imaging surveys*. www.geotomosoft.com.

Philip Kearey, dkk. 2002. *An Introduction Geophysical Exploration*. Blackwell Science Ltd : London.

Supriyanto. 2007. *Analisis Data Geofisika : Memahami Teori Inversi*. Departemen Fisika-FMIPA Universitas Indonesia : Jakarta.

Telford, W. M., dkk. 1990. *Applied Geophysics Second Edition*. Cambridge University Press : Cambridge.

Winda, dkk. 2015. *Buku Panduan Praktikum Geofisika Tambang*. Laboratorium Geofisika, Program Studi Teknik Pertambangan, UPN “Veteran” Yogyakarta.

_____. 2011. *SNI 4726 : 2011 Pedoman Pelaporan, Sumberdaya, dan Cadangan Mineral*. Badan Standardisasi Nasional : Jakarta.

_____. 2016. *Kabupaten Bulungan Dalam Angka*. Badan Pusat Statistik : Kabupaten Bulung

Kajian Teknis Produksi Alat Muat Dan Alat Angkut Untuk Memenuhi Target Produksi Batubara Di Site KBB Sarolangun, PT. Caritas Energi Indonesia, Kabupaten Sarolangun, Provinsi Jambi

Anton Sudyanto, Ketut Gunawan, Sherly Aprilia

UPN "Veteran" Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN "Veteran" Yogyakarta,
Jl. SWK 104 (Lingkar Utara), Yogyakarta 55283 Indonesia

ABSTRACT

PT. Karya Bumi Bratama is a mining company that has operational cooperation with PT. Caritas Energi Indonesia located in Sarolangun Kembang District, Sarolangun Regency, Jambi Province. Coal production activities are currently carried out using excavator Caterpillar 330 D as a loading equipment and dumptruck Scania 380 P as a hauling equipment. This research was conducted to determine the level of production of each tool to achieve a predetermined production target.

The current problem is that the coal production target is not yet reached 150.000 tons/month. The production that can be produced by the tool is 117.318 tons/month and 5 units of transportation equipment are 115.704 tons/month. There are resistance that affect production, a study of the inhibiting factors is needed so that production targets can be achieved. It happens because the circulation time for loading and hauling equipment are too high. Current work efficiency of loading and hauling equipment is 80,01% and 74,84%. Distribution time for loading and hauling equipment is 0,37 minutes and 27,86 minutes. The data taken consisted of the time of loading equipment, the time of hauling equipment, swell factor, bucket fill factor, road geometry, work resistance, and specifications of mechanical devices.

Efforts to increase the production of hauling equipment is revising the amount of circulation time after adding the bulk amount, the addition of bucket loading bucket after repairs from 12 times the bulk becomes 15 times the bulk. Thereby the production of hauling equipment is increasing, namely from 115.704 tons/month with a circulation time of 27,86 minutes to 165.114 tons/month with a circulation time of 29,29 minutes. However, the improvement of circulation time after adding the bulk number is still not able to meet the production target of 150.000 tons/month, it is necessary to improve circulation time after repairing the hauling road geometry, repair of haul road geometry after repairs from 9.54 meters to 10.51 meters, resulting in production of 165.114 tons/month with a circulation time of 29,29 minutes to 154.246 tons/month with a circulation time of 29,17 minutes. Improvements in circulation time have met the production targets set by the company.

Keywords: Production Targets, Load Equipment, Transport Equipment, Bulk, Cycle Time

RINGKASAN

PT. Karya Bumi Bratama adalah perusahaan yang bergerak dalam bidang pertambangan yang memiliki kerjasama operasional pertambangan dengan PT. Caritas Energi Indonesia yang terletak di Kecamatan Sarolangun, Kabupaten Sarolangun, Provinsi Jambi. Kegiatan produksi batubara saat ini dilakukan menggunakan *exavator* Caterpillar 330 D sebagai alat muat dan *dumptruck* Scania 380 P sebagai alat angkut. Penelitian ini dilakukan untuk mengetahui tingkat produksi dari masing-masing alat untuk bisa mencapai target produksi yang telah ditetapkan.

Permasalahan yang terjadi saat ini adalah belum tercapainya target produksi batubara sebesar 150.000 ton/bulan. Produksi yang dapat dihasilkan alat muat adalah sebesar 117.318 ton/bulan dan 5 unit alat angkut sebesar 115.704 ton/bulan. Terdapat faktor-faktor penghambat yang mempengaruhi produksi, sehingga diperlukan kajian terhadap faktor penghambat agar target produksi dapat tercapai. Hal ini disebabkan karena tingginya waktu edar alat muat dan alat angkut. Efisiensi kerja alat muat dan alat angkut saat ini yaitu 80,01% dan 74,84%. Waktu edar untuk alat muat dan alat angkut yaitu 0,37 menit dan 27,86 menit. Data yang diambil berupa waktu edar alat muat, waktu edar alat angkut, faktor pengembangan, faktor pengisian mangkuk, geometri jalan, hambatan kerja, dan spesifikasi alat mekanis.

Upaya peningkatan produksi alat angkut agar tercapai yaitu dengan perbaikan waktu edar setelah penambahan jumlah curah, penambahan curah *bucket* alat muat setelah dilakukan perbaikan dari 12 kali curah menjadi 15 kali curah. Sehingga produksi alat angkut meningkat, yaitu dari 115.704 ton/bulan dengan waktu edar 27,86 menit

menjadi 165.114 ton/bulan dengan waktu edar 29,29 menit. Namun perbaikan waktu edar setelah penambahan jumlah curah masih belum mampu memenuhi target produksi 150.000 ton/bulan, maka perlu adanya perbaikan waktu edar setelah perbaikan geometri jalan angkut, perbaikan geometri jalan angkut setelah dilakukan perbaikan dari 9,54 meter menjadi 10,51 meter. Sehingga didapatkan produksi dari 165.114 ton/bulan dengan waktu edar 29,29 menit menjadi 154.24 ton/bulan dengan waktu edar 29,17 menit. Perbaikan waktu waktu edar telah memenuhi target produksi yang ditetapkan oleh perusahaan.

Kata Kunci : Target Produksi, Alat Muat, Alat Angkut, Curah, Waktu Edar

I PENDAHULUAN

1.1 Latar Belakang

PT. Caritas Energi Indonesia berada dibawah naungan PT. Karya Bumi Bratama (PT. KBB) yang merupakan salah satu perusahaan yang bergerak di penambangan batubara. Perusahaan ini berlokasi di Kabupaten Sarolangun, Provinsi Jambi, Indonesia, sesuai Surat Keputusan Operasi yang diberikan pemerintah melalui Menteri ESDM Indonesia bulan Agustus, 2013. Kegiatan penambangan yang dilakukan PT. Caritas Energi Indonesia menggunakan sistem tambang terbuka dengan metode *strip mine*. Luas daerah penambangan PT. Caritas Energi Indonesia sebesar 15.420 hektar.

Target produksi perusahaan PT. Caritas Energi Indonesia sebesar 150.000 ton. Pada Juni 2018, produksi tercapai sebesar 115.704 ton/bulan, sehingga target produksi tidak tercapai. Agar kebutuhan batubara pada *stockpile* yang tersedia dapat terpenuhi, maka perlu dilakukan perhitungan kebutuhan jumlah alat muat dan alat angkut, serta waktu edar yang digunakan dalam kegiatan penambangan.

1.2 Rumusan Masalah

Permasalahan yang terjadi adalah belum tercapainya target produksi yang telah ditetapkan oleh PT. Caritas energi Indonesia site PT. Karya Bumi Baratama yaitu sebesar 150.000 ton/bulan.

1.3 Tujuan Penelitian

Tujuan dari penelitian ini, sebagai berikut:

1. Menghitung produksi nyata dari alat muat dan alat angkut.
2. Mengkaji hambatan yang menjadi penyebab belum tercapainya target produksi.
3. Melakukan upaya peningkatan produksi alat muat dan alat angkut pada penambangan batubara dengan mengoptimalkan waktu edar alat muat dan alat angkut.

1.4. Batasan Masalah

Adapun batasan masalah dari penelitian ini adalah:

1. Kajian teknis alat muat dan angkut hanya dilakukan untuk pembongkaran, pemuatan serta pengangkutan batubara.
2. Penelitian dilakukan pada jalan angkut dari *front* penambangan menuju *stockpile* tanjung rambai.
3. Tidak menghitung segi ekonomi atau biaya yang dikeluarkan dalam tercapainya target produksi.

II DASAR TEORI

2.1 Faktor Yang Mempengaruhi Produksi Alat Muat dan Alat angkut

Adapun faktor-faktor yang mempengaruhi produksi alat muat dan alat angkut adalah :

2.1.1 Faktor Pengembangan Material

Yang dimaksud dengan pengembangan material adalah perubahan volume material apabila material tersebut dirubah dari bentuk aslinya. Di alam material didapati dalam keadaan padat sehingga hanya sedikit bagian-bagian yang kosong yang terisi udara diantara butir-butirnya. Apabila material tersebut digali dari tempat aslinya, maka akan terjadi pengembangan volume. Untuk menyatakan besarnya pengembangan volume ada dua hal yang bisa dihitung yaitu :

- a) Faktor Pengembangan (*Swell Factor*)
- b) Persen Pengembangan (*Percent Swell*)

2.1.2 Faktor Pengisian Mangkuk (*Bucket Fill Factor*)

Faktor pengisian mangkuk disebut juga sebagai *bucket fill factor*. Faktor pengisian mangkuk (*bucket*) adalah perbandingan antara volume material yang dapat ditampung oleh mangkuk terhadap volume mangkuk secara teoritis (Partanto Prodjosumarto, 1995). Semakin besar faktor pengisian maka semakin besar pula kemampuan nyata dari alat tersebut. Untuk menghitung faktor pengisian digunakan persamaan sebagai berikut (Pfleider, 1972) :

$$BFF = \frac{V_n}{V_d} \times 100\%$$

Keterangan :

BFF = *Bucket Fill Factor*

V_n = Volume nyata alat muat, m³

V_d = Volume teoritis berdasarkan spesifikasi alat muat, m³

2.1.3 Waktu Edar (*Cycle Time*)

Waktu edar adalah jumlah waktu yang diperlukan oleh alat mekanis baik alat muat maupun alat angkut untuk melakukan satu siklus kegiatan produksi dari awal sampai akhir dan siap untuk memulai lagi. Besarnya waktu edar dari alat-alat mekanis akan berbeda antara material yang satu dengan yang lainnya, hal ini tergantung dari jenis alat dan jenis serta sifat dari material yang ditangani.

- a. Waktu Edar Alat Muat

Merupakan penjumlahan dari waktu menggali, waktu ayunan bermuatan, waktu menumpahkan material dan waktu ayunan kosong.

Waktu edar alat muat dapat dinyatakan dalam persamaan (Peurifoy, 2006):

$$CT_m = T_{m1} + T_{m2} + T_{m3} + T_{m4}$$

Keterangan :

CT_m = Total waktu edar alat muat (menit)

T_{m1} = Waktu untuk mengisi muatan (menit)

T_{m2} = Waktu ayunan bermuatan (menit)

T_{m3} = Waktu untuk menumpahkan muatan (menit)

T_{m4} = Waktu ayunan kosong (menit)

b. Waktu Edar Alat Angkut

Merupakan penjumlahan dari waktu mengatur posisi, waktu isi muatan, waktu angkut muatan, waktu mengatur posisi untuk menumpahkan muatan, waktu tumpah, waktu kembali kosong. Waktu edar alat angkut dapat dinyatakan dalam persamaan (Peurifoy, 2006) :

$$Ct_a = Ta_1 + Ta_2 + Ta_3 + Ta_4 + Ta_5$$

Keterangan :

CT_a = Total waktu edar alat angkut (menit)

Ta_1 = Waktu mengatur posisi (menit)

Ta_2 = Waktu diisi muatan (menit)

Ta_3 = Waktu mengangkut muatan (menit)

Ta_4 = Waktu menumpahkan muatan (menit)

Ta_5 = Waktu kembali kosong (menit)

2.1.4. Pola Pemuatan

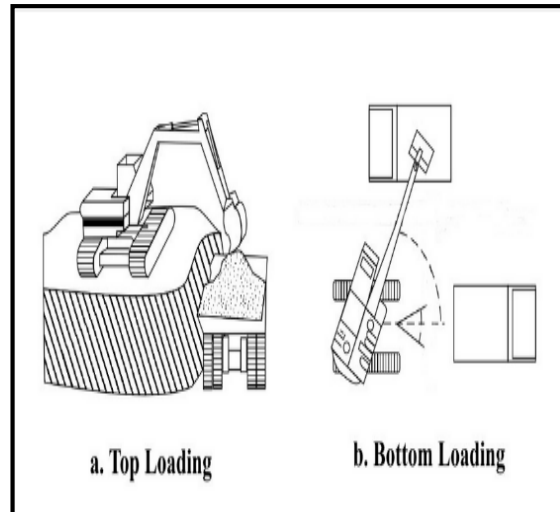
Untuk memperoleh hasil yang sesuai dengan target produksi maka pola pemuatan juga merupakan faktor yang mempengaruhi waktu edar alat. Pola pemuatan berdasarkan dari posisi *dump truck* untuk dimuati hasil galian *backhoe* (pola galian muat), yaitu :

a. *Top loading*

Backhoe melakukan penggalian dengan menempatkan dirinya di atas jenjang atau posisi *dumptruck* berada disatu level dibawah *backhoe*. Cara ini hanya dipakai pada alat muat *excavator backhoe*. Selain itu keuntungan yang diperoleh yaitu operator lebih leluasa untuk melihat bak dan menempatkan material (Gambar 3.1).

b. *Bottom loading*

Dimana posisi truk dan *backhoe* berada pada satu level (sama-sama di atas jenjang). Merupakan pola pemuatan yang mana kedudukan alat muat sejajar dengan kedudukan alat angkut (posisi alat muat sama tingginya dengan alat angkut). Cara ini dipakai pada alat muat *power shovel* (Gambar 3.1).

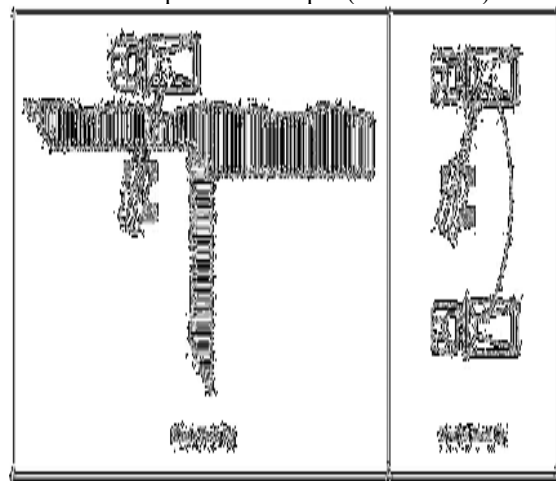


Gambar 1 Pola *Top Loading* dan *Bottom Loading* (Nichols, 1999)

Berdasarkan dari jumlah penempatan posisi *dump truck* untuk dimuati terhadap posisi *backhoe* (biasa disebut pola muat), yaitu :

a. *Single Back Up*, yaitu *truck* memosisikan diri untuk dimuati pada satu tempat (Gambar 3.2)

b. *Double Back Up*, yaitu *truck* memosisikan diri untuk dimuati pada dua tempat (Gambar 3.2)



Gambar 2 Pola Muat *Single Back Up* dan *Double Back Up* (Nichols, 1999)

2.1.5. Efisiensi Kerja

Efisiensi kerja merupakan penilaian terhadap pelaksanaan suatu pekerjaan atau merupakan perbandingan antara waktu yang dipakai untuk bekerja dengan waktu yang tersedia. Dalam perhitungannya digunakan *persentase* waktu kerja efektif (%). Beberapa faktor yang mempengaruhi efisiensi kerja adalah :

a. Kondisi tempat kerja

Kondisi tempat kerja dalam hal ini adalah lokasi daerah penambangan dan kondisi jalan angkut sangat berpengaruh pada efisiensi kerja peralatan mekanis dalam kegiatan penambangan. Dengan kondisi tempat kerja yang baik maka alat mekanis dapat bekerja dengan optimal, lain halnya dengan kondisi

tempat kerja yang buruk akan mengakibatkan alat tidak dapat bekerja secara optimal.

b. Kondisi cuaca

Dalam keadaan cuaca yang panas dan banyak debu sangat mengganggu kerja dari operator, sehingga dapat mempengaruhi kelincahan gerak peralatannya. Pada waktu musim hujan, kondisi tempat kerja dan jalan angkut yang tidak diperkeras akan menjadi berlumpur, sehingga peralatan mekanis yang dioperasikan tidak dapat bekerja secara optimal.

c. Faktor manusia

Faktor manusia sangat mempengaruhi efisiensi kerja kegiatan penambangan, dalam hal ini adalah kedisiplinan dalam kegiatan pekerjaan. Dengan bekerja pada waktu yang telah ditentukan sesuai dengan jadwal yang telah ditentukan maka diharapkan efisiensi akan semakin meningkat. Sebaliknya dengan pekerja yang tidak disiplin maka efisiensi sangat berkurang, sehingga target produksi tidak tercapai. Peralatan mekanis akan menghasilkan persen pengisian yang tinggi apabila alat tersebut dioperasikan oleh operator yang terampil dan berpengalaman.

d. Waktu Tunda

Waktu tunda dapat meliputi hambatan yang terjadi selama dilakukan kegiatan penambangan. Hal tersebut dapat mempengaruhi waktu kerja efektif.

Waktu kerja efektif adalah waktu kerja yang digunakan untuk melakukan kerja atau waktu kerja yang tersedia yang sudah dikurangi dengan waktu hambatan kerja. Sedangkan waktu kerja tersedia adalah waktu yang diberikan dalam dua *shift* kerja secara keseluruhan tanpa memperhitungkan hambatan yang terjadi. Hambatan yang terjadi dibedakan menjadi 2 yaitu :

a) Hambatan yang dapat dihindari.

Contoh : keterlambatan beroperasi, istirahat terlalu awal, dan lain-lain.

b) Hambatan yang tidak dapat dihindari.

Contoh : hambatan cuaca, kerusakan alat.

Adanya hambatan yang terjadi selama jam kerja akan mengakibatkan waktu kerja efektif semakin kecil. Adapun rumus persamaannya adalah sebagai berikut :

$$W_{ke} = W_{kt} - W_{ht}$$

$$\text{Efisiensi kerja} = \frac{W_{ke}}{W_{kt}} \times 100\%$$

Keterangan:

W_{ke} = waktu kerja efektif, menit

W_{kt} = waktu kerja tersedia, menit

W_{ht} = waktu hambatan, menit

2.2 Geometri Jalan Angkut

Geometri jalan yang memenuhi syarat adalah bentuk dan ukuran dari jalan tambang itu sesuai dengan tipe (bentuk, ukuran dan spesifikasi) alat angkut yang dipergunakan dan kondisi medan yang ada, sehingga dapat menjamin serta menunjang segi keamanan dan keselamatan operasi pengangkutan. Geometri jalan

tersebut merupakan hal yang mutlak harus dipenuhi (Yanto Indonesianto, 2015). Beberapa faktor penunjang dalam pengoperasian peralatan mekanis, khususnya untuk alat angkut adalah kondisi dan dimensi jalan, yang meliputi lebar, besarnya tikungan maupun kemiringan dari jalan angkut, serta konstruksi jalan yang digunakan.

2.2.1 Lebar Jalan Angkut

Adapun lebar jalan yang harus diperhatikan untuk jalan angkut yaitu:

a. Lebar pada jalan lurus

Penentuan lebar jalan angkut minimum untuk jalan lurus didasarkan pada *rule of thumb* yang dikemukakan oleh AASHTO (*American Association of State Highway and Transportation Officials*) *Manual Rural Highway Design*, dengan persamaan sebagai berikut :

$$L = (n \times W_t) \times (n \times 1)(0,5 \times W_t); \text{ meter}$$

Keterangan:

L = Lebar minimum jalan angkut lurus, meter

n = Jumlah jalur

W_t = Lebar alat angkut total, meter

Perumusan diatas hanya digunakan untuk perhitungan lebar jalan angkut dua jalur. Nilai 0,5 pada rumus diatas menunjukkan bahwa ukuran aman kedua kendaraan berpapasan adalah sebesar 0,5 W_t, yaitu setengah lebar terbesar dari alat angkut yang bersimpangan. Ukuran 0,5 W_t juga digunakan untuk jarak dari tepi kanan atau kiri jalan ke alat angkut yang melintasi secara berlawanan (Gambar 2.5).

b. Lebar pada jalan tikungan

Lebar jalan angkut pada tikungan selalu lebih besar dari pada lebar pada jalan lurus (Gambar 3.6). Untuk jalur ganda, lebar minimum pada tikungan dihitung berdasarkan pada :

1) Lebar jejak ban

2) Lebar jantai atau tonjolan (*overhang*) alat angkut bagian depan dan belakang roda saat membelok

3) Jarak antara alat angkut yang bersimpangan

4) Jarak (spasi) alat angkut terhadap tepi jalan.

Perhitungan terhadap lebar jalan angkut pada tikungan atau belokan dapat menggunakan persamaan :

$$W = n (U + F_a + F_b + Z) + C$$

$$C = Z = \frac{1}{2} (U + F_a + F_b)$$

Keterangan :

W = Lebar jalan angkut minimum pada tikungan, (meter)

n = Jumlah jalur

U = Jarak jejak roda kendaraan, (meter)

F_a = Lebar jantai depan (meter) = Ad x sin α

F_b = Lebar Jantai belakang (meter) = Ab x sin α

Ad = Jarak as roda depan dengan bagian depan truk (meter)

Ab = Jarak as roda belakang dengan bagian belakang truk (meter)

$C = Z =$ Jarak antara dua truk yang akan bersimpangan (meter).

2.2.2 Kemiringan Jalan Angkut

Kemiringan atau *grade* jalan angkut merupakan satu faktor penting yang harus diamati secara detail dalam kegiatan kajian terhadap kondisi jalan tambang tersebut. Hal ini dikarenakan kemiringan jalan angkut berhubungan langsung dengan kemampuan alat angkut, baik dari pengereman maupun dalam mengatasi tanjakan. Kemiringan jalan umumnya dinyatakan dalam persen (%). Dalam pengertiannya, kemiringan 1 % berarti jalan tersebut naik atau turun 1 meter atau 1 ft untuk jarak mendatar 100 m atau 100 ft. Kemiringan jalan angkut dapat dihitung dengan menggunakan rumus sebagai berikut (Indonesianto, 2015):

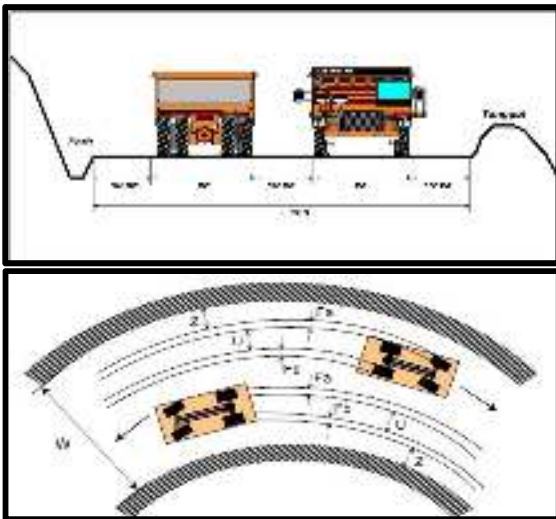
$$\text{Grade } (\alpha \%) = \frac{\Delta h}{\Delta x} \times 100\%$$

$$\text{Grade } (\alpha^\circ) = \text{arc tan } \frac{\Delta h}{\Delta x}$$

Keterangan :

Δh = beda tinggi antara 2 titik yang diukur (m)

Δx = jarak datar antara 2 titik yang diukur (m)



Gambar.3 Lebar Jalan Angkut Dua Jalur pada Tikungan (Kaufman, 1977)

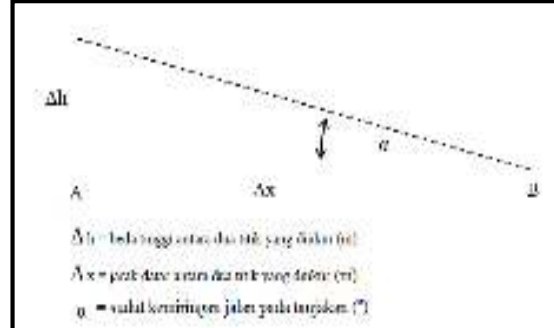
Gambar 2.5 berikut ini dapat digunakan untuk mempermudah dalam memahami keterangan pada perhitungan kemiringan (*grade*) jalan angkut.

Secara umum kemiringan jalan maksimum yang dapat dilalui dengan baik oleh alat angkut besarnya berkisar antar 10% - 18%. Akan tetapi untuk jalan menanjak maupun jalan menurun pada daerah perbukitan lebih aman kemiringan jalan maksimum dibawah 10 %. Besar kemiringan jalan pada tanjakan dapat mempengaruhi hal-hal seperti berikut:

- Kecepatan kendaraan menurun sehingga kemampuan produksi dari alat juga mengalami penurunan.
- Beban pada transmisi akan meningkat.
- Kendaraan sulit dikontrol pada kondisi basah.

2.3 Kemampuan Produksi Alat Muat dan Alat Angkut

Kemampuan produksi alat dapat digunakan untuk menilai kinerja dari alat muat dan alat angkut. Semakin baik tingkat penggunaan alat maka semakin besar produksi yang dihasilkan alat tersebut



Gambar 3 Kemiringan Jalan Angkut

2.3.1 Kemampuan Produksi Alat Muat

Perhitungan untuk produksi alat muat adalah :

$$KP = \frac{60}{Ctm} \times Cam \times F \times E \times D, \text{ Ton/jam}$$

Keterangan :

KP = Kemampuan produksi alat muat (ton/jam)

Ctm = Waktu edar alat muat sekali pemuatan (menit)

Cam = Kapasitas *Bucket* (m³)

F = Faktor pengisian mangkuk (%)

E = Efisiensi kerja (%)

D = *Density Loose* (ton/m³)

2.3.2 Kemampuan Produksi Alat Angkut

Perhitungan produksi untuk alat angkut adalah :

$$KP = Na \times \frac{60}{Cta} \times Ca \times E \times D, \text{ Ton/jam}$$

Keterangan :

KP = Kemampuan produksi alat angkut (Ton/jam)

Na = Jumlah alat angkut (Unit)

Cta = Waktu edar alat angkut (menit)

Ca = Kapasitas bak alat angkut (m³)

$$= N \times Cam \times F$$

N = Jumlah pengisian *bucket* alat muat untuk penuh bak alat angkut

Cam = Kapasitas *bucket* alat muat (m³)

F = Faktor pengisian *bucket* (%)

E = Efisiensi Kerja (%)

D = *Density Loose* (ton/m³)

III HASIL PENELITIAN

Untuk mengetahui kemampuan produksi alat muat dan alat angkut, maka perlu dilakukan pengamatan terhadap faktor-faktor yang mempengaruhinya. Kemampuan produksi alat muat dan alat angkut dipengaruhi oleh kemampuan alat itu sendiri, kondisi tempat kerja, swell factor material, jalan angkut, bucket fill factor, pola pemuatan, efisiensi kerja, waktu edar, dan match factor.

3.1. Keadaan Umum Lokasi

Kegiatan penambangan Batubara yang dilakukan oleh PT. Caritas Energi Indonesi berada di daerah perkebunan. Kondisi lapangan seperti keadaan jalan angkut, metode pemuatan serta sistem kerja alat muat dan alat angkut berpengaruh terhadap daur kerja atau waktu edar alat muat dan alat angkut. Pada waktu musim kemarau permukaan jalan angkut ini berdebu namun tidak mengganggu pandangan operator sehingga tidak diperlukan tiap beberapa jam untuk permukaan jalan angkut disiram dengan air menggunakan *Water Truck*. Sedangkan pada musim penghujan permukaannya menjadi licin sehingga terkadang kegiatan dihentikan untuk mengurangi resiko.

Kegiatan Pembongkaran material menggunakan alat berat *excavator CATERPILLAR 330D*. Hasil pembongkaran material di muat dan diangkut menuju *stockpile* dengan menggunakan peralatan mekanis. Peralatan mekanis yang digunakan, yaitu kombinasi 1 unit *excavator CATERPILLAR 330D* dengan 5 unit *dump truck Scania 380 P*.

Data yang diperoleh *density* untuk material dalam keadaan terbongkar (*loose*) adalah 1,01 ton/m³ dan *density* untuk material dalam keadaan aslinya (*insitu*) adalah 1,36 ton/m³. Dari data data tersebut dapat diketahui faktor pengembangan (*swell factor*) material yang ada sebesar 0,74 (Lampiran C). Keadaan umum lokasi yaitu sebagai berikut:

3.1.1. Pola Pemuatan

Pola pemuatan yang dilakukan di PT. Caritas Energi Indonesia pada proses pemuatan adalah *top loading*, dimana kedudukan alat muat lebih tinggi dari bak truk jungkit (alat muat berada diatas tumpukan material atau berada diatas jentang. Berdasarkan jumlah penempatan posisi *truck* menggunakan *single back up*, pada pola ini, *truck* memposisikan diri untuk dimuati membelakangi alat muat, setelah pemuatan selesai alat angkut pertama berangkat kemudian alat angkut kedua di isi material. (lihat Gambar 4.1).



Gambar 6 Pola Pemuatan *Top Loading* Dikombinasikan dengan *Single Back up*

3.1.2. Kondisi Jalan Angkut

Jalan angkut yang digunakan merupakan jalan angkut yang berasal dari struktur asli. Kondisi jalan angkut yang digunakan dalam pengangkutan batubara menuju *stockpile* merupakan tanah asli yang dilakukan pemadatan menggunakan *Road Roller*. Akan tetapi pada saat hujan kondisi jalan angkut menjadi tergenang air dan cenderung licin, sehingga pada saat hujan operasi diberhentikan sampai hujan dan *slippery* selesai.

3.1.3. Lebar Jalan Angkut

Jalan angkut yang ada di lokasi penambangan merupakan jalan angkut dua jalur yang menghubungkan area pemuatan ke *stockpile*. Menurut kondisinya, jalan angkut dibedakan menjadi jalan lurus dan jalan di tikungan. Berdasarkan hasil pengamatan, untuk jalur lurus dari *front* ke *stockpile* dapat dilihat pada table 3.1.

Tabel 1 Geometri Jalan Angkut

No	Geometri Jalan	Kondisi yang dipersyaratkan	Kondisi dilapangan	
			minimum	maximum
1	Lebar Jalan Lurus	11 meter	9,54 meter	56,95 meter
2	Lebar Jalan pada Tikungan	14 meter	18,28 meter	36,38 meter

3.1.5. Kemiringan Jalan Angkut

Kemiringan jalan angkut pada lokasi penambangan berhubungan langsung dengan kemampuan alat angkut dalam mengatasi tanjakan. Pada saat penelitian dilakukan, *grade* jalan angkut rata-rata 1,0 %. Dengan *grade* terbesar 7,4 %, untuk lebih jelas mengenai keadaan jalan angkut pada saat penelitian dapat dilihat pada table 2

Tabel 2 Geometri Jalan Angkut

Segmen	Jarak		Beda Tinggi (m)	Kemiringan (%)	Lebar Jalan
	Datar (m)	Miring (m)			
A	0	0,0	0,0	0,0	36,38
A-B*	175,89	175,96	5	2,8	34,7
B-C	698,24	698,42	16	2,2	56,95
C-D*	257,67	257,70	4	1,5	18,28
D-E	188,5	189,01	14	7,4	16,88
E-F*	485,16	485,19	6	1,2	25,48
F-G	218,97	218,97	1	0,4	22,27
G-H*	347,78	347,78	2	0,5	25,72
H-I	355,13	355,53	17	4,7	19,01
I-J*	280,6	280,77	-10	-3,5	26,12
J-K*	361,13	361,17	-6	-1,6	26,67
K-L*	489,98	489,99	-4	-0,8	34,54
L-M*	392,67	392,67	-1	-0,2	28,02
M-N*	447,33	447,33	1	0,2	27,3
N-O	378,08	378,08	2	0,5	25,95
O-P	699,5	699,51	5	0,7	9,54
P-Q	389,31	389,31	1	0,2	22,69
Q-R	315,64	315,64	2	0,6	28,89
Total	6.481,58	6.483	Rata-rata	1,0	26,96

3.1.6. Jarak Jalan Angkut

Jarak jalan angkut *Pit* menuju *stockpile* yaitu 6,5 km.

3.2 Sifat Fisik Material

Sifat fisik material ini berpengaruh besar terhadap operasi alat-alat mekanis, terutama dalam menentukan jenis alat yang akan digunakan dan taksiran produksinya. Beberapa sifat fisik yang penting untuk diperhatikan adalah :

a. Densitas Material

Densitas adalah berat per unit volume dari suatu material. Material mempunyai densitas yang berbeda karena dipengaruhi sifat-sifat fisiknya, antara lain: ukuran partikel, kandungan air, pori-pori dan kondisi fisik lainnya, material mempunyai dua densitas yaitu :

- 1) Density loose = berat per unit volume yang telah dilakukan pembongkaran.
- 2) Densiy bank = berat per unit volume yang belum dilakukan pembongkaran. (Indonesianto, 2014).

$$\rho = \frac{\text{Berat Material}}{\text{Volume Material}} \text{ (Ton/m}^3\text{)} \dots\dots\dots(3.1)$$

Keterangan :

P = Densitas material

b. Faktor Pengembangan Material

Pengembangan (*swell*) pada tanah atau batuan terjadi ketika material tersebut dilakukan penggalian atau diledakin dari tempat aslinya. Kegiatan tersebut menghasilkan ruang atau pori yang menyebabkan meningkatnya volume dari keadaan asli (*bank*) di lapangan, menjadi material dalam kondisi lepas (*loose*). *Swell factor* merupakan persentase volume material dalam keadaan asli volume material tersebut dalam keadaan lepas (Nichols, 1999).

Rumus untuk menghitung *swell factor* menurut peurifoy, (tahun 2006) ada dua, yaitu :

1) Berdasarkan Volume

$$\text{Swell Factor} = \frac{\text{volume insitu}}{\text{volumen loose}} \times 100\% \dots\dots(3.2)$$

2) Berdasarkan Densitas

$$\text{Swell Factor} = \frac{\text{density loose}}{\text{density insitu}} \times 100\% \dots\dots(3.3)$$

c. Bentuk Material

Bentuk material ini didasarkan pada ukuran butir material yang akan mempengaruhi susunan butir-butir material dalam suatu kesatuan volume atau tempat. Material yang halus dan seragam, kemungkinan besar volumenya akan sama dengan volume ruang yang ditempti karena rongga udara yang dibentuk oleh material halus lebih kecil dari pada rongga udara yang dibentuk oleh material yang berbutir kasar. Sedangkan material yang berbutir kasar dan berbongkah, volumenya akan lebih kecil dari nilai volume ruangan yang ditempati. Hal ini disebabkan karena rongga udara yang berbentuk oleh material kasar dan berbongkah akan lebih besar

sehingga akan mengurangi volume sebenarnya pada alat.

d. Kekompakan Material

Kekompakan material akan berpengaruh terhadap mudah tidaknya material tersebut dibongkar. Material yang keras akan lebih sulit untuk digali atau dibongkar dengan menggunakan alat mekanis juga dapat menurunkan produktivitas alat. Kekerasan material berkaitan dengan kekuatan dan kerapatan material.

e. Kelengketan Material

Material yang lengket akan berpengaruh pada jumlah pengisian alat angkut, karena sifatnya yang lengket maka pada *bucket* dari alat muat akan menempel dan jumlah material yang dimuati dalam alat angkut jumlahnya lebih sedikit dari kapasitas mangkuk (*bucket*).

3.2.1. Faktor Pengembangan (*Swell Factor*)

Dengan menggunakan densitas material lepas (*loose*) dan densitas material asli (*bank*), dapat dicari besarnya faktor pengembangan material. Berdasarkan uji sifat fisik material, PT. Caritas Energi Indonesia *site* Karya Bumi Baratama mempunyai standar nilai densitas material *overburden* dalam keadaan terbongkar (*loose*) adalah 1,01 ton/m³ dan densitas untuk material dalam keadaan asli (*bank*) adalah 1,36 ton/m³. Sehingga faktor pengembangan (*SF*) material yang ada adalah sebesar 0,74. (Lampiran C)

3.2.2. Faktor Isian Mangkuk (*Bucket Fill Factor*)

Faktor pengisian (*fill factor*) merupakan suatu faktor yang menunjukkan besarnya kapasitas nyata dengan kapasitas baku dari mangkuk (*bucket*) alat muat. Besarnya faktor pengisian untuk alat muat *Dumprtruck* Caterpillar 330D adalah 74%.

3.3. Waktu Edar (Cycle Time)

Kegiatan pengamatan waktu edar dilakukan pada saat alat muat berproduksi melayani alat angkut di front penambangan. Waktu yang diperoleh merupakan waktu edar rata-rata pada saat alat muat melayani alat angkut. Waktu edar alat muat adalah waktu edar rata-rata yang ditempuh oleh alat muat mulai dari saat menggali sampai pada posisi mulai menggali kembali, sedangkan untuk waktu edar alat angkut adalah waktu edar rata-rata yang ditempuh oleh alat angkut mulai dari waktu mengatur posisi untuk dimuati oleh alat muat sampai pada saat jalan kosong kembali ke tempat pemuatan. Waktu edar alat dapat dilihat pada Tabel 3.

Tabel 3 Waktu Edar Alat

No	Jenis Alat	Waktu Edar (menit)
1	Excavator Caterpillar 330 D	0,37
2	Dumprtruck Scania 380 P	27,86

3.4. Waktu Kerja Efektif

Waktu kerja efektif adalah waktu kerja sesungguhnya yang digunakan pada waktu operasi. Berdasarkan pengaturan waktu kerja, PT. CEI menerapkan kegiatan penambangan dalam dua shift kerja. Shift satu pukul 07.00-18.00 WIB dan shift dua pukul 19.00-06.00 WIB (Tabel 4).

Tabel 4 Jadwal Waktu Kerja PT Caritas Energi Indonesia

Jenis Sup	Waktu Kerja		Jumlah Jam		Total
	SHIFT I	SHIFT II	SHIFT I	SHIFT II	
Batu	07.00-18.00	19.00-06.00	11	11	22
Selul	07.00-18.00	19.00-06.00	11	11	22
Min	07.00-18.00	19.00-06.00	11	11	22
Samp	07.00-18.00	19.00-06.00	11	11	22
Akar	07.00-18.00	19.00-06.00	11	11	22
Sala	07.00-18.00	19.00-06.00	11	11	22
Magn	07.00-18.00	19.00-06.00	11	11	22
Jumlah Waktu Kerja dalam Shift			22	22	44
Waktu Kerja Tersisa / Hari			22	11	33

Dalam kegiatan penambangan batubara terdapat waktu kerja efektif dimana waktu ini didapatkan setelah dikurangi jumlah waktu hambatan-hambatan selama kegiatan berlangsung. Adapun hambatan-hambatan yang terjadi terdiri dari hambatan yang dapat ditekan dan hambatan yang tidak dapat ditekan.

3.4.1. Hambatan yang Tidak Dapat Dihindari

Hambatan ini disebabkan oleh kegiatan atau kejadian yang memang harus terjadi dan tidak dapat dihindari. Hambatan-hambatan tersebut antara lain:

a. Hujan

Terbuangnya waktu kerja yang disebabkan oleh hujan sehingga alat tidak dapat beroperasi.

b. Unit Pindah

Waktu yang digunakan alat muat untuk berpindah posisi penggalian dan pengangkutan lapisan penutup.

c. Slippery

Waktu yang terbuang akibat front maupun jalan angkut becek dan licin setelah terjadi hujan.

d. Perawatan dan Perbaikan Alat

Waktu yang terbuang karena adanya kerusakan alat saat alat dioperasikan. Misalnya ban bocor, kerusakan mesin dan lain-lain yang memerlukan waktu untuk perbaikan terhadap alat.

f. Safety Talk

Waktu yang terbuang akibat pertemuan yang dilakukan rutin dengan para pekerja atau karyawan.

3.4.2. Hambatan yang Dapat Dihindari

Hambatan ini disebabkan adanya penyimpangan-penyimpangan terhadap waktu kerja yang telah dijadwalkan. Hambatan-hambatan tersebut antara lain :

a. Refueling

Waktu yang terbuang disebabkan karena terlambatnya pengisian bahan bakar.

d. Terlambat setelah istirahat

Waktu yang terbuang disebabkan oleh operator dan alat belum mulai bekerja kembali tepat setelah jam istirahat selesai.

f. Keperluan operator

Waktu yang digunakan untuk keperluan operator misalnya buang air, mengambil air minum dan lain-lain. Perhitungan waktu kerja efektif PT. CEI didapatkan dari waktu yang tersedia dikurangi dengan hambatan-hambatan, dapat dilihat pada Tabel 5.

Tabel 5 Perhitungan Waktu Kerja Efektif

JENIS ALAT	EXCAVATOR CATERPILLAR 330D	DUMP TRUCK SCANIA 380P
Hambatan yang dapat dihindari	(menit/hari)	(menit/hari)
Terlambat karena <i>Refueling</i>	11,09	11,76
Terlambat bekerja setelah istirahat	11,86	43,6
Keperluan Operator	12,09	18,93
Total (menit)	19,9	74,29
Hambatan yang tidak dapat dihindari	(menit/hari)	(menit/hari)
Rain and slippery	128	128
Unit Pindah	11,1	
Kerusakan dan perawatan alat	70	88,33
Safety Talk	9,16	9,16
Total (menit)	218,26	225,49
Total Hambatan (menit)	238,16	299,78

3.5. Kemampuan Produksi Alat-Alat Mekanis

Kemampuan produksi alat muat dan alat angkut pada kegiatan penambangan ini dapat diketahui dengan melakukan perhitungan dari masing-masing rangkaian kerja yang telah ditetapkan. Data kemampuan produksi alat muat dan alat angkut dalam kegiatan pembongkaran, pemuatan dan pengangkutan saat ini diperoleh dari pengamatan seperti waktu edar alat, kapasitas bucket alat muat dan kapasitas bak alat angkut, faktor pengisian dan efisiensi kerja.

3.5.1. Kemampuan Produksi Alat Muat

Kegiatan penggalian dan pemuatan Batubara di PT. Caritas Energi Indonesia menggunakan 1 alat muat yaitu 1 unit *Excavator Backhoe Caterpillar 330 D*. Kemampuan produksi nyata alat muat adalah 117.318 ton/bulan

3.5.2 Kemampuan Produksi Alat Angkut

Kegiatan pengangkutan Batubara di PT. CEI menggunakan 5 alat angkut *Dump Truck Scania 380 P*. Kemampuan produksi nyata alat angkut adalah 115.704 ton/bulan.

3.6. Keserasian Kerja (*Match Factor*)

Match factor merupakan keserasian kerja antara alat muat dengan alat angkut. Nilai keserasian kerja setiap rangkaian kerja peralatan mekanis yang digunakan ditentukan berdasarkan data waktu edar dan jumlah peralatan mekanis yang digunakan dalam setiap rangkaian kerja tersebut.

Berdasarkan data hasil pengamatan waktu edar dan jumlah alat yang digunakan, maka besarnya harga faktor keserasian kerja alat muat dan alat angkut adalah 0,79 dengan waktu edar *Excavator Excavator*

Caterpillar 330 D sebesar 0,37 menit dan banyak curah 12 kali, serta waktu edar *Dump Truck* Scania 380 P sebesar 27,86 menit

IV. PEMBAHASAN

Berdasarkan hasil pengamatan dan pengolahan data di lapangan pada kegiatan pembongkaran, pemuatan dan pengangkutan Batubara di PT. CEI site Karya Bumi Baratama mempunyai kemampuan produksi 115.704 ton/bulan. Sedangkan target produksi sebesar 155.000 ton/bulan. Dalam upaya peningkatan produksi perlu dilakukan kajian tentang alat muat dan alat angkut yang digunakan pada kegiatan penambangan saat ini. Dengan memperhatikan faktor-faktor yang mempengaruhi terhambatnya proses kegiatan penambangan di lapangan, peningkatan produksi alat muat dan alat angkut dapat dilakukan dengan cara melakukan penambahan jumlah curah pada *bucket*, dan melakukan perbaikan geometri jalan angkut, serta pengoptimalan waktu edar.

4.1. Kemampuan Produksi Alat Muat dan Alat Angkut

4.1.1 Kemampuan Produksi Alat Muat

Berdasarkan hasil pengamatan dan pengolahan data di lapangan, kegiatan penambangan Batubara di PT. Caritas Energi Indonesia *Jobsite* Karya Bumi Baratama mempunyai target produksi sebesar 155.000 ton/bulan. Sebelum menghitung kemampuan produksi alat mekanis, maka harus melakukan pengamatan terhadap waktu edar alat. Waktu edar alat untuk alat muat *backhoe Exavator* Caterpillar 330 D adalah 0,37 menit.

Kemampuan produksi 1 unit alat muat *backhoe* Exavator Caterpillar 330 D pada saat ini 117.318 ton/bulan dengan *match factor* 0,79. Diperlukan upaya - upaya perbaikan untuk meningkatkan kemampuan produksi dan mengoptimalkan kerja dari alat mekanis yang digunakan, untuk memenuhi target produksi yang diinginkan oleh perusahaan.

4.1.2. Kemampuan Produksi Alat Angkut

Berdasarkan hasil pengamatan dan pengolahan data di lapangan, kegiatan penambangan Batubara di PT. Caritas Energi Indonesia *Jobsite* Karya Bumi Baratama mempunyai target produksi sebesar 150.000 ton/bulan. Sebelum menghitung kemampuan produksi alat mekanis, maka harus melakukan pengamatan terhadap waktu edar alat. Waktu edar alat untuk alat angkut *dump truck* Scania 380 P adalah 27,86 menit.

Kemampuan produksi 5 unit alat angkut *dump truck* Scania 380 P 115.704 ton/bulan dengan *match factor* 0,79. Diperlukan upaya - upaya perbaikan untuk meningkatkan kemampuan produksi dan mengoptimalkan kerja dari alat mekanis yang digunakan, untuk memenuhi target produksi yang diinginkan oleh perusahaan.

4.2. Analisis Faktor dan Hambatan Penyebab Belum Tercapainya Target

4.2.1. Kondisi Lapangan

a. Lebar Jalan Angkut Lurus

Sesuai pengamatan dilapangan lebar jalan lurus pada jalan tambang untuk dua jalur selebar 9,54 meter. Berdasarkan perhitungan, apabila jalan angkut dibuat dua jalur, maka lebar jalan angkut lurus yang ideal adalah 11 meter. Lebar jalan minimal tersebut belum sesuai dengan standar perhitungan lebar jalan lurus (*dump truck*) Scania 380 P. Jalan angkut terkecil sebesar 9,54 m yaitu pada segmen O-P (Lampiran I).

b. Lebar Jalan Angkut Pada Tikungan

Tikungan pada jalan tambang dengan lebar jalan pada tikungan sebesar 18,28 meter. Secara teori berdasarkan spesifikasi alat angkut, lebar jalan pada tikungan untuk dua jalur sebesar 14,35 meter (lampiran I). Sehingga lebar jalan pada tikungan saat ini sudah memenuhi syarat untuk dilalui alat angkut terbesar.

c. Kemiringan Jalan Angkut (*Grade*)

Lokasi daerah penambangan mempunyai kemiringan antara -0% - 7,4%. Kemampuan mendaki tanjakan alat angkut *dump truck* Scania 380 P adalah 20% (Lampiran E). Berdasarkan pengamatan di lapangan yaitu dengan kemiringan terbesar 7,4 % yaitu pada segmen D-E (Lampiran I). kemiringan jalan sudah sesuai dengan kemampuan alat angkut *dump truck* Scania 380 P.

d. Jari-Jari pada Tikungan

Berdasarkan perhitungan Jari – jari tikungan minimal yang mampu dilalui oleh truck adalah sebesar 19,65 meter. Dari hasil pengamatan dan perhitungan dilapangan, jari-jari tikungan jalan angkut sebesar 20,02 meter yaitu pada segmen E-F, sehingga sudah memenuhi standar.

4.2.2 Peningkatan Produksi Alat Muat

a. Peningkatan Waktu Edar

Waktu edar alat angkut terdiri dari waktu posisi untuk dimuati, waktu diisi muatan, waktu mengangkut muatan, waktu penumpahan material, waktu kembali kosong. Waktu edar alat angkut ini masih bisa dioptimalkan untuk mencapai target produksi yang direncanakan. Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat. Perbaikan dilakukan dengan cara mencari modus di bawah rata - rata dari tiap kegiatan. Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat muat, dengan waktu edar sebelum sebesar 0,37 menit menjadi 0,35 menit, dapat dilihat pada table 4.1, sehingga kemampuan produksi setelah peningkatan waktu edar alat angkut setelah penambahan jumlah curah dari 117.318 ton/bulan menjadi 164.160 ton/bulan, perhitungan lebih rinci pada Lampiran V. Dengan melakukan peningkatan waktu edar alat muat maka sudah memenuhi target produksi yang telah ditetapkan perusahaan.

Tabel 6. Waktu Edar Alat Muat Sebelum dan Sesudah Perbaikan

No	Kegiatan	Waktu Edar (detik)	
		Sebelum	Sesudah
1	Waktu menggali (detik)	5,6	5,2
2	Waktu berputar dengan bucket terisi (detik)	6,2	5,8
3	Waktu menumpahkan muatan (detik)	6	5,7
4	Waktu berputar dengan bucket kosong (detik)	4,7	4,4
Total (detik)		22,6	21,1
Menit		0,37	0,35

Match factor setelah dilakukan perbaikan waktu edar setelah dilakukan penambahan jumlah yaitu dari kombinasi 1 unit alat muat dengan 6 alat angkut yang melayaninya yaitu 1,15. Perhitungan secara rinci dapat dilihat pada Lampiran U.

4.2.3 Peningkatan Produksi Alat Angkut

a. Peningkatan Waktu Edar Alat Angkut Setelah Penambahan Jumlah Curah

Waktu edar alat angkut terdiri dari waktu posisi untuk dimuati, waktu diisi muatan, waktu mengangkut muatan, waktu penumpahan material, waktu kembali kosong. Waktu edar alat angkut ini masih bisa dioptimalkan untuk mencapai target produksi yang direncanakan. Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat angkut antara lain melakukan penambahan jumlah curah pada *dumptruck*. Dengan waktu edar sebelum sebesar 27,86 menit menjadi 29,29 menit, dapat dilihat pada table 4.2, sehingga kemampuan produksi setelah peningkatan waktu edar alat angkut setelah penambahan jumlah curah dari 115.704 ton/bulan menjadi 165.114 ton/jam, perhitungan lebih rinci pada Lampiran Q. Tetapi dengan melakukan peningkatan waktu edar alat angkut setelah penambahan jumlah curah masih belum memenuhi target produksi yang telah ditetapkan perusahaan.

Tabel 7 Waktu Edar Alat Angkut Sebelum dan Sesudah Penambahan Jumlah Curah

No	Kegiatan	Waktu Edar (detik)	
		Sebelum	Sesudah
1	Waktu posisi untuk dimuati (detik)	79,9	79,9
2	Waktu diisi muatan (detik)	185,7	271,6
3	Waktu mengangkut muatan (detik)	686,1	686,1
4	Waktu posisi penumpahan (detik)	22,4	22,4
5	Waktu penumpahan (detik)	18,7	18,7
6	Waktu kembali kosong (detik)	678,5	678,5
Total (detik)		1.671,6	1.757,4
Menit		27,86	29,29

Match factor setelah dilakukan perbaikan waktu edar setelah dilakukan penambahan jumlah yaitu dari kombinasi 1 unit alat muat dengan 6 alat angkut yang melayaninya yaitu 1,13. Perhitungan secara rinci dapat dilihat pada Lampiran P.

b. Pengoptimalan Waktu Edar pada Perbaikan Jalan lurus

Waktu edar alat angkut terdiri dari waktu posisi untuk dimuati, waktu diisi muatan, waktu mengangkut muatan, waktu penumpahan material, waktu kembali kosong. Waktu edar alat angkut ini masih bisa dioptimalkan untuk mencapai target produksi yang direncanakan. Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat angkut antara lain memperbaiki lebar jalan yang tidak sesuai dengan rekomendasi alat. Kondisi jalan yang tidak sesuai dengan perhitungan teoritis geometri jalan sangat berpengaruh terhadap waktu edar dari alat angkut. Perbaikan dilakukan dengan cara mencari modus di bawah rata - rata dari tiap kegiatan. Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat angkut antara lain melakukan pelebaran jalan pada jalan angkut. Dengan waktu edar sebelum sebesar 29,29 menit menjadi 29,17 menit, dapat dilihat pada table 4.3, sehingga kemampuan produksi setelah peningkatan waktu edar alat angkut setelah penambahan jumlah curah dari 165.114 ton/bulan menjadi 154.246 ton/bulan, perhitungan lebih rinci pada Lampiran W. Dengan melakukan peningkatan waktu edar alat angkut pada perbaikan geometri jalan lurus sudah memenuhi target produksi yang telah ditetapkan perusahaan.

Tabel 8 Waktu Edar Alat Angkut Sebelum dan Sesudah Dioptimalkan Perbaikan Geometri Jalan Angkut

No	Kegiatan	Waktu Edar (detik)	
		Sebelum	Sesudah
1	Waktu posisi untuk dimuati (detik)	79,9	79,9
2	Waktu diisi muatan (detik)	185,7	185,7
3	Waktu mengangkut muatan (detik)	775,6	679,9
4	Waktu posisi penumpahan (detik)	22,4	22,4
5	Waktu penumpahan (detik)	18,7	18,7
6	Waktu kembali kosong (detik)	708,5	691,5
Total (detik)		1.791,0	1.678,3
Menit		29,85	27,97

Match factor setelah dilakukan perbaikan waktu edar setelah dilakukan penambahan jumlah yaitu dari kombinasi 1 unit alat muat dengan 6 alat angkut yang melayaninya yaitu 1,15. Perhitungan secara rinci dapat dilihat pada Lampiran U.

V. KESIMPULAN

5.1. Kesimpulan

Hasil dari perhitungan dan pembahasan uraian materi yang dijelaskan pada bab-bab sebelumnya, dapat diambil kesimpulan sebagai berikut :

1. Kemampuan produksi saat ini untuk 1 unit alat muat 117.318 ton/bulan dan 5 unit alat angkut 115.704 ton/bulan dengan match factor antara alat muat dan alat angkut yaitu 0,79.
2. Faktor-faktor penyebab belum tercapainya target produksi ialah rendahnya efisiensi kerja alat muat dan alat angkut.
3. Upaya yang dilakukan agar target produksi tercapai yaitu :

- a. Alat muat
 - Peningkatan Waktu Edar Alat Muat
Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat muat. dengan waktu edar sebelum sebesar 0,37 menit menjadi 0,35 menit. Kemampuan produksi alat muat meningkat dari 117.318 ton/bulan menjadi 164.160 ton/bulan setelah dilakukan upaya peningkatan waktu edar alat muat.
- b. Alat angkut
 - Peningkatan Waktu Edar Alat Angkut Setelah Penambahan Jumlah Curah
Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat angkut antara lain melakukan penambahan jumlah curah pada *dumpruck*. Dengan waktu edar sebelum sebesar 27,86 menit menjadi 29,29 menit. Kemampuan produksi alat angkut meningkat dari 115.704 ton/bulan menjadi 165.114 ton/bulan setelah dilakukan upaya peningkatan waktu edar alat angkut setelah penambahan jumlah curah.
 - Pengoptimalan Waktu Edar pada Perbaikan Jalan lurus
Upaya yang dilakukan untuk mengoptimalkan waktu edar alat angkut antara lain melakukan pelebaran jalan pada jalan angkut. Dengan waktu edar sebelum sebesar 29,29 menit menjadi 29,17 menit. Perbaikan geometri jalan angkut setelah dilakukan perbaikan dari 9,54 meter menjadi 10,51 meter. Kemampuan produksi alat angkut meningkat dari 165.114ton/bulan menjadi 154.246ton/bulan setelah dilakukan upaya peningkatan waktu edar alat angkut pada perbaikan jalan lurus.

5.2. Saran

Adapun saran yang dapat penulis sampaikan, sebagai berikut :

1. Perlu dilakukan perbaikan pada faktor-faktor yang mempunyai indikasi memperbesar waktu edar sehingga kurang optimal seperti jalan yang belum sesuai geometri teoritis.
2. Untuk mengetahui kemampuan produksi dan kebutuhan alat untuk kegiatan penambangan di waktu yang akan datang perlu dilakukan perhitungan ulang pada masing-masing alat.

DAFTAR PUSTAKA

1. Burt, C. N. and Caccetta, L. 2018. *Equipment Selection for Mining : With Case Studies* Volume 150. Janusz Kacprzyk, Polish Academy of Sciences, Warsaw, Poland.

2. Burt, Chiritina. N, 2008, *An Optimisation Approach To Material Handling In Surface Mines*, Curtin University of Technology.
3. Hustrulid, W. and Kuchta M. 2013. *Open Pit Mine Planning & Design* Volume 3. A.A. Balkema/Rotterdam/Brookfield.
4. Indonesianto, Y., 2014, *Pemindahan Tanah Mekanis*, Prodi Teknik Pertambangan UPN "Veteran", Yogyakarta.
5. Kaufmann, W. W. and Ault, J. C. 1977. *Design Of Surface Mine Haulage Roads – A Manual*. United States Department of the Interior. Bureau Of Mine. USA.
6. L. Herbert, Jr. Nichols and A.P.E David Day, (1955), " *Moving the Earth The Work Book of Excavation Fourth Edition* ",
7. Nichols, H.L., and David A.D., 1999, *Moving the Earth – The Workbook of Excavation 4th ed*, McGraw-Hill, New York.
8. Peurifoy, R.L., et. 2006, *Construction Planning, Equipment, and Methods 7th edition*, McGraw-Hill, Boston.
9. Pfleider, E.P., 1972. *Surface Mining 1st Edition*, America Institute of Minin, Metallurgical, and Petroleum Engineers, New York.
10. Profil & Spesifikasi Dump Truck SCANIA P380CB-6x4 Tripper. (http://products.unitedtractors.com/id/Product/B rand/SCANIA/pdfs/P380CB-6x4_Tipper.pdf). diakses pada tanggal 12 januari 2019 08.14.
11. Waterman S.B., 2017, *Perencanaan Tambang*, Prodi Teknik Pertambangan. Yogyakarta.
12. *330D2-L – Caterpillar Ltd.* Spesifikasi excavator caterpillar 330D. (<http://s7d2.scene7.com/is/content/Caterpillar/CM20170207-36815-00507>).
13. _____, *Komatsu Specifications and Application Handbook*, Edition 31 Komatsu Ltd.

**Kajian Hidrogeologi Dan Penentuan Metode Penyaliran Pada Lubang Buka
Bekas Penambangan Bijih Mangan Di Kliripan, Desa Hargorejo,
Kecamatan Kokap Kabupaten Kulonprogo**

Suyono, Halimah Tusak Diah, Priyo Widodo, Hartono

Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan UPN "Veteran" Yogyakarta
No. Hp 082138870550, email: Suyonohs@yahoo.com

ABSTRACT

The research was conducted at the opening holes of ex-Manganese ore mining in Vertical Shaft (PTPM) and Inclined Shaft (Sunoto) located in Kliripan Hamlet, Hargorejo Village, Kokap District, Kulonprogo Regency. The two planned Openings will become the object of geotourism and underground mining practices of mining engineering students. The study was conducted to assess the source and amount of mine water in both underground mine openings and determine the method of drainage.

From the results of measurements in the field it is known that the average infiltration rate is 0.16 cm / minute. Water sources for ex-mine openings mostly come from groundwater seepage with discharge (Q) = $1,42 \times 10^{-2} \text{ m}^3/\text{sec}$. From rain water runoff is very little, and occurs only during heavy rains. While the volume of water in both mine openings is = $2,295 \text{ m}^3$. The handling of water is carried out in 2 stages, namely the first stage of pumping water with a volume = $3,528 \text{ m}^3$. Pumping time of 24 hours per day lasts for ± 1.30 days. The second stage is the next drainage stage, which is to keep the two bottom mine openings dry (not submerged as they are now). Pumping discharge = $50.87 \text{ m}^3 / \text{hour}$, and pumping time 24 hours / day.

Recommended sump dimensions are in the form of beams with a size of 2 m x 2 m x 5 m which are located at the base of the vertical shaft with an elevation of 25 mdpl. The recommended pump type is submersible pump brand Flygt 2840.180, Type B228 with a maximum total head capability of 80 m. The water discharge that must be pumped is $0.014 \text{ m}^3 / \text{sec}$ with a total head of 57.38 m.

Keywords: Geotourism, Flowing System, submersible pump.

RINGKASAN

Penelitian dilakukan di lubang bukaan bekas penambangan bijih Mangan pada *Vertikal Shaft* (PTPM) dan *Inclined Shaft* (Sunoto) yang berlokasi di Dusun Kliripan, Desa Hargorejo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulonprogo. Kedua Lubang Bukaan yang direncanakan akan menjadi objek geowisata dan praktek tambang bawah tanah mahasiswa teknik pertambangan. Penelitian dilakukan untuk mengkaji sumber dan jumlah air tambang pada kedua lubang bekas bukaan tambang bawah tanah serta menentukan metode penyaliran airnya.

Dari hasil pengukuran di lapangan diketahui laju infiltrasi rata-rata 0,16 cm/menit. Sumber air untuk lubang bukaan bekas tambang sebagian besar berasal dari rembesan air tanah dengan debit (Q) = $1,42 \times 10^{-2} \text{ m}^3/\text{det}$. Dari air hujan air limpasan sangat sedikit, dan terjadi hanya pada saat hujan deras. Sedangkan volume air yang ada dalam kedua lubang bekas bukaan tambang adalah = 2.295 m^3 . Penanganan air tersebut dilakukan dengan 2 tahap, yaitu tahap pertama memompa air dengan volume = 3.528 m^3 . Waktu pemompaan 24 jam per hari berlangsung selama $\pm 1,30$ Hari. Tahap kedua adalah tahap penyaliran selanjutnya, yaitu menjaga agar kedua lubang bekas bukaan tambang bawah tersebut tetap kering (tidak terendam air seperti sekarang ini). Debit pemompaan = $50,87 \text{ m}^3/\text{jam}$, dan waktu pemompaan 24 jam/hari.

Dimensi ceruk (*sump*) yang direkomendasikan berbentuk balok dengan ukuran 2 m x 2 m x 5 m yang terletak pada dasar dari *vertical shaft* dengan elevasi 25 mdpl. Pompa yang disarankan jenis *submersible pump* merk Flygt 2840.180, Type B228 dengan kemampuan *head total* maksimum 80 m. Debit air yang harus pompa $0,014 \text{ m}^3/\text{det}$ dengan *head otal* 57,38 m.

Kata Kunci : Geowisata, Sistem Penyaliran, *submersible pump*

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

Kegiatan penambangan bijih Mangan di Dusun Kliripan Kabupaten Kulonprogo sudah berhenti

sekitar tahun 1983. Sistem penambangan menggunakan Tambang Bawah Tanah (*Underground Mining System*), sedangkan metode tambang bawah tanahnya menggunakan metode *Gophering* atau *Coyoting*. Pada tambang Kliripan

terdapat dua lubang bukaan utama, yaitu *Vertikal Shaft* (PTPM) dan *Inclined Shaft* (Terowong Sunoto). Saat ini kedua lubang bukaan tersebut dalam kondisi terendam air.

Adanya rencana untuk memanfaatkan lubang bukaan bekas penambangan bijih Mangan tersebut. Salah satunya untuk kepentingan praktek tambang bawah tanah bagi mahasiswa dari Program Studi Teknik Pertambangan maupun program studi lainnya yang terkait. Oleh karena itu, perlu dilakukan penelitian dari berbagai macam aspek, diantaranya aspek geoteknik dan aspek hidrogeologi. Penelitian ini dikhususkan untuk meneliti dari aspek hidrogeologi. Penelitian dilakukan untuk mengetahui sumber dan debit air serta jumlah air yang ada pada lubang bukaan bekas penambangan tersebut. Juga untuk menentukan metode penyaliran yang cocok untuk kedua lubang bukaan tersebut.

Selanjutnya, penelitian hidrogeologi di daerah Kliripan dan sekitarnya akan mencakup masalah kondisi iklim, topografi, geologi, sistem dan kondisi akuifer serta potensi air tanahnya.

1.2 Rumusan Masalah

Lubang bukaan tambang bawah tanah bekas penambangan bijih Mangan di Kliripan saat ini kondisinya sebagian besar terendam air. Sehingga untuk mengamati lebih detil kondisi bekas lubang bukaan tersebut tidak dapat dilakukan. Termasuk keinginan untuk memanfaatkan lubang bukaan bekas tambang tersebut untuk kepentingan praktek tambang bawah tanah bagi mahasiswa dari Program Studi Teknik Pertambangan maupun program studi lainnya yang terkait.

Terkait dengan hal tersebut di atas, permasalahan yang akan diteliti adalah :

- Sumber air yang masuk ke lubang bukaan bekas penambangan bijih tersebut.
- Debit air dari masing-masing sumber.
- Cara atau metode penyalirannya.

1.3. Tujuan Penelitian

- Mengkaji kondisi curah hujan dan infiltrasi di daerah Kliripan.
- Mengkaji sumber air yang masuk ke lubang bukaan bekas penambangan bijih Mangan di Kliripan.
- Menghitung debit air yang masuk ke lubang bukaan bekas penambangan tersebut.
- Menentukan cara/metode penyalirannya.

1.4. Batasan Masalah

- Perhitungan rembesan air tanah menggunakan teori Darcy, baik untuk air tanah bebas maupun air tanah tertekan.
- Perhitungan Laju Infiltrasi menggunakan Metode Horton.
- Prinsip bocoran air tanah menggunakan prinsip

dan rumus Hantush dan Jacob (1964).

- Head total yang dibutuhkan dihitung dengan mengacu pada sistem pemipaan yang mengikuti kemiringan panjang lubang bukaan tambang, dalam kasus ini yaitu *Vertical Shaft* (PTPM).
- Sumber air tambang yang masuk ke lubang bukaan tambang diasumsikan hanya berasal dari rembesan dan bocoran air tanah.

1.5. Metode Penelitian

Metode penelitian merupakan cara atau tahapan-tahapan yang dilakukan dalam memecahkan permasalahan yang ada dalam penelitian. Dalam hal ini akan diuraikan tahapan-tahapan yang dilakukan untuk memecahkan permasalahan yang ditemui selama penelitian. Adapun tahapan-tahapan penelitian yang dilakukan adalah sebagai berikut :

1. Studi Literatur.

Dalam hal ini studi literatur dilakukan dengan cara mencari dan mempelajari literatur atau referensi yang berkaitan dengan topik penelitian antara lain :

- Literatur di Perpustakaan dan Program Studi Teknik Pertambangan UPN "Veteran" Yogyakarta.
- Beberapa Jurnal baik nasional maupun internasional tentang hidrogeologi dan *Mine Dewatering System*.
- Informasi data mengenai lubang bukaan bekas penambangan mangan di Kliripan.
- Laporan penelitian terdahulu dengan topik yang sama.

2. Orientasi Lapangan.

Melakukan pengamatan secara menyeluruh dengan cara mengunjungi tempat-tempat yang berada di area lubang bukaan, seperti mengamati lokasi lubang bukaan dan lokasi disekitar kegiatan lubang bukaan.

3. Observasi Lapangan.

Melakukan pengamatan secara langsung terhadap masalah yang akan dibahas didalam penelitian, yaitu pengamatan topografi daerah penelitian, kondisi disekitar daerah penelitian, sistem penambangan yang digunakan, dan pengamatan komponen sistem penyaliran. Contohnya : Sumur Gali milik warga sekitar dan mata air di daerah penelitian.

4. Pengambilan Data.

Pengambilan data dilakukan setelah studi literatur, orientasi lapangan, dan observasi lapangan selesai dilaksanakan. Data yang diambil berupa data primer dan data sekunder.

Data primer merupakan data yang diambil langsung dari pengukuran atau pengamatan dilapangan, seperti pengukuran muka air tanah dengan mengamati sumur gali di sekitar daerah penelitian, kondisi topografi, jumlah air yang masuk ke dalam lubang bukaan melalui proses infiltrasi, dan data koordinat serta ketinggian daerah penelitian.

Data sekunder adalah data yang diambil dari literatur atau laporan daerah, seperti : data curah hujan tahun

2008-2017, peta topografi, peta kesampaian daerah, peta geologi daerah penelitian, dan peta hidrogeologi daerah penelitian.

5. Pengolahan Data.

Setelah data terkumpul, baik data primer maupun data sekunder, kemudian dilakukan perhitungan dan pengolahan data. Pengolahan data yang dilakukan yaitu perhitungan jumlah air yang masuk ke dalam Lubang Bukaan Bekas Penambangan Bijih Mangan dan perhitungan jumlah pompa yang dibutuhkan.

6. Analisis Hasil Pengolahan Data.

Setelah selesai melakukan pengolahan data maka dilakukan analisis terhadap hasil pengolahan data tersebut. Dari hasil pengolahan data yang diperoleh maka didapatkan jumlah aktual air yang masuk ke dalam Lubang Bukaan Bekas Penambangan Bijih Mangan dan jumlah pompa yang dibutuhkan.

7. Kesimpulan dan Saran.

Berdasarkan hasil analisis data maka dapat diketahui cara atau metode *Mine Dewatering System* yang tepat dan penerapannya. Sehingga dapat ditarik kesimpulan dari analisis data tersebut. Setelah mendapatkan kesimpulan maka bisa memberikan saran agar dapat dilakukan penurapan / pengeringan air yang berada di dalam lubang bukaan sesuai dengan metode atau cara yang dihasilkan dari penelitian.

1.6. Manfaat Penelitian

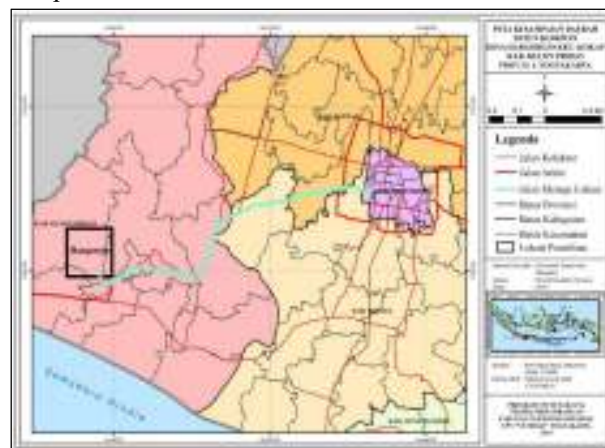
Hasil penelitian dari aspek Hidrogeologi ini dapat dipakai sebagai acuan Pemerintah daerah Kulon Progo dan para peneliti selanjutnya untuk melakukan penirisan air tambang pada lubang bukaan bekas penambangan bijih Mangan di Kliripan.

II. LOKASI DAN KESAMPAIAN DAERAH

Lokasi penelitian berada di Dusun Kliripan, Desa Hargorejo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulonprogo, yang merupakan merupakan salah satu bagian wilayah Provinsi Daerah Istimewa Yogyakarta. Secara Geografis terletak pada 110°03'10" - 110°09'38" BT dan 7°47'10" - 7°53'16" LS. Desa Hargorejo berbatas langsung dengan :

- a. Utara : Desa Purwosari, Kecamatan Kokap.
- b. Selatan : Desa Sidorejo, Kecamatan Kokap.
- c. Barat: Desa Kalirejo, Kecamatan Kokap.
- d. Timur : Desa Tuksono, Kecamatan Kokap.

Lokasi penelitian dapat ditempuh dengan perjalanan darat dari kota Yogyakarta menggunakan kendaraan roda dua maupun roda empat. Perjalanan dari Kota Yogyakarta dimulai dengan bergerak ke arah barat melalui Jalan Urip Sumoharjo yang merupakan jalan provinsi, kemudian lurus ke arah barat hingga melewati Jalan Godean yang merupakan jalan provinsi pula. Lalu, berbelok ke selatan melalui Jalan Ringroad Barat yang merupakan jalan nasional, setelah itu ke arah barat daya melalui Jalan Wates. Dan terakhir berbelok ke arah barat melalui Jalan Wates-Yogyakarta maka akan sampai ke lokasi penelitian. Jarak keseluruhan yang harus ditempuh dari kota Yogyakarta sejauh + 45 km dan waktu tempuh + 1 jam 15 menit. Kondisi jalan yang ditempuh cukup bagus dan lancar



Gambar 1 Peta Lokasi dan Kesampaian Daerah

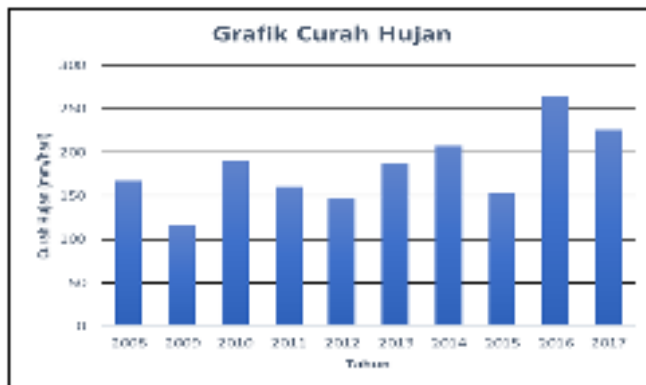
III. HASIL PENELITIAN

3.1. Curah Hujan

Curah hujan rata-rata di Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulonprogo pada tahun 2017 sebesar 226 mm sedangkan curah hujan minimum di lokasi penelitian yaitu 0 mm / hari dan curah hujan maksimumnya 716

mm/hari yang terjadi pada bulan November tahun 2017.

Pada umumnya setiap tahunnya musim kemarau terjadi pada bulan April hingga Oktober sedangkan musim penghujan terjadi pada bulan November hingga Maret pada tahun berikutnya.



Gambar 2 Curah Hujan 10 Tahun

3.2. Resapan Air Tanah

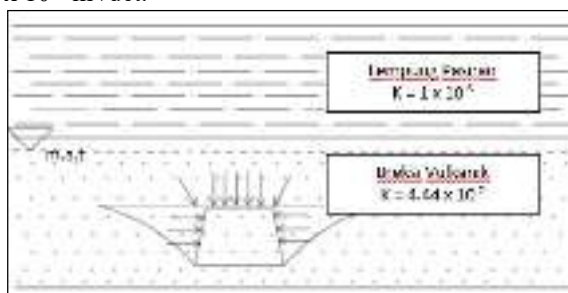
Bocoran dan rembesan airtanah air tanah ini mendapat suplai dari infiltrasi air hujan yang jatuh pada daerah tersebut. Berdasarkan perhitungan di lapangan. Didapat laju infiltrasi rata - rata di daerah penelitian (Kliripan) yaitu sebesar = 0,16 cm/ min = 2.439,44 mm/hari.

Hal ini menunjukkan bahwa daerah penelitian mampu memasukkan air dengan kecepatan aliran 2439.44 mm/hari. Namun, kenyataan di lapangan air hujan maksimum yang terjadi selama kurun waktu 10 tahun yaitu hanya sebesar 716 mm. Serta hujan tersebut pun tidak semua masuk ke dalam tanah dikarenakan ada beberapa faktor yang mempengaruhi seperti Topografi, Vegetasi, dan penggunaan lahan (Cover) . Adapun berdasarkan perhitungan rembesan pada *Inclined Shaft* / Terowongan Sunoto maka di dapat :

Q Total Rembesan pada *Inclined Shaft* (1 sisi) = $6,79 \times 10^{-3} \text{ m}^3/\text{det}$

Dikarenakan perhitungan rembesan memperhitungkan sisi – sisi pada terowongan maka didapat :

Q Total Rembesan pada *Inclined Shaft* (2 sisi) = $1,35 \times 10^{-2} \text{ m}^3/\text{det}$.



Gambar 3 Lubang Bukaannya Sunoto

Selanjutnya adalah menghitung rembesan pada *vertical shaft* / PTPM:

Q Total Pada *Vertical Shaft* (1 sisi) = $4,74 \times 10^{-5} \times 4 \text{ m} = 1,89 \times 10^{-4} \text{ m}^3/\text{det}$

Dikarenakan ada 4 sisi maka :

Q Total Pada *Vertical Shaft* (4 sisi) = $7,59 \times 10^{-4} \text{ m}^3/\text{det}$

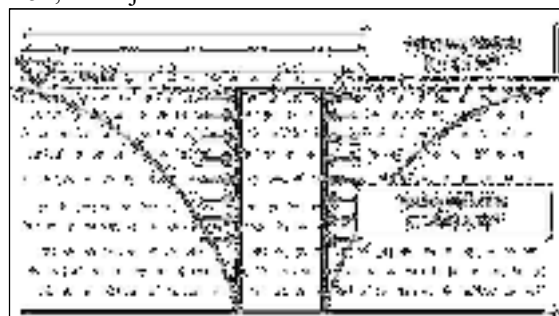
Berdasarkan uraian di atas didapat debit total sumber air yang masuk ke dalam Lubang Bukaannya Bekas Tambang yaitu sebesar :

Q Total Rembesan = Q Rembesan *Inclined Shaft* + Q Rembesan *Vertical Shaft*

= $1,35 \times 10^{-2} \text{ m}^3/\text{det} + 7,59 \times 10^{-4} \text{ m}^3/\text{det}$

= $1,42 \times 10^{-2} \text{ m}^3/\text{det}$

= 51,12 m³/jam



Gambar 4 Lubang Bukaannya *Vertical Shaft* PTPM

3.3. Kondisi Lubang Bukaannya Bekas Penambangan Bijih Mangan di Kliripan

Berdasarkan gambar penampang melintang tampak samping lubang bukaannya di atas diketahui terdapat 2 Lubang Bukaannya yang diteliti yaitu Terowongan Sunoto (*Inclined Shaft*) dan PTPM (*Vertical Shaft*). Yang mana kedua terowongan tersebut menyambung pada satu titik di bawah permukaan tanah.

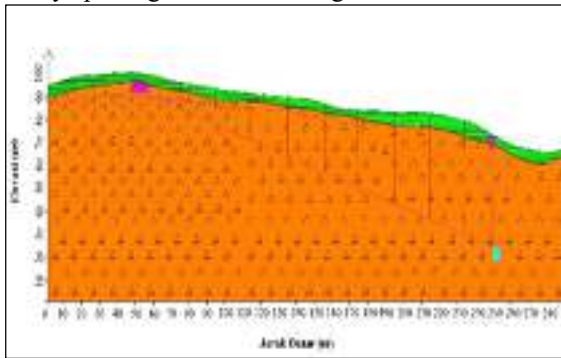
Terowongan Sunoto yang berlokasi di Kliripan dengan koordinat 07°51'38.48" LS dan 110°06'56.19" BT. Singkapan terowongan sebagai lokasi pencarian mangan (Mn). Ketika dilihat pada saat pengamatan di lapangan diketahui terowongan berbentuk trapesium dengan dimensi seperti pada gambar 4.6. Arah terowongan diperkirakan N 80° E. Merupakan *Inclined Shaft* dengan kemiringan ± 23°. Disusun atas litologi breksi vulkanik. Tidak ditemukan mangan (Mn) yang tersingkap di luar terowongan. Terdapat endapan sedimen berukuran

pasir-lempung setebal ± 5m yang menutupi mulut terowongan. Panjang terowongan ± 205 m.

Terowongan Sunoto saat ini kondisinya terendam air akibat berhentinya proses penambangan dan tidak adanya penanganan air tambang. Terowongan mulai terisi air diperkirakan ± 20 m di depan pintu terowongan

PTPM berlokasi di Kliripan dengan koordinat 07°51'37.84" LS dan 110°07'06.42" BT. Sumur vertikal untuk pencarian Mangan (Mn) di dusun Kliripan dengan dimensi mulut sumur 4mx4m dengan kedalaman 45 m, nampak pembatas besi dan kayu jati sebagai penyangga dinding sumur yang masih tersisa sejak 1970.

Kondisi terowongan PTPM saat ini terendam air hingga pintu terowongan. Hal ini juga disebabkan karena berhentinya proses penambangan dan tidak adanya penanganan air tambang setelah itu.



Gambar 5 Penampang Tampak Samping Melintang Lubang Bukaannya

3.4 Penanganan Air Tambang

Pemompaan air pada penelitian ini terjadi dalam 2 tahap :

1. Tahap Penyaliran Awal, adalah mengeluarkan air yang berada pada kolom terowongan terlebih dahulu sampai habis. Jumlah air yang berada dalam kolom terowongan 2.295 m^3 (air yang sudah ada) + $1.233,6 \text{ m}^3$ (rembesan selama ± 24 jam) = $3.528,6 \text{ m}^3$. Dengan menggunakan pompa submersible pump flygt 2830.180 dengan tipe B228. Alasan menggunakan pompa ini adalah karena pompa ini bisa digunakan untuk air dengan persen solid terlarut yang tinggi. Pompa ini sering digunakan di berbagai perusahaan tambang yang menggunakan sistem tambang bawah tanah. Head yang dapat diatasi oleh pompa ini maksimal 80 m, debit pemompaan $0,032 \text{ m}^3/\text{s}$. Lama pemompaan 24 jam per hari. Diperkirakan pengeringan awal akan berlangsung selama ± 1.3 Hari.

2. Tahap Penirisan Lanjutan : penirisan disini adalah penirisan yang dilakukan setelah kolom terowongan kering. Namun, air rembesan akan terus mengalir per detiknya dengan debit $1,42 \times 10^{-2} \text{ m}^3/\text{det}$. Sehingga, tetap diperlukan pemompaan untuk menjaga agar terowongan tetap kering. Air tidak mengganggu

proses renovasi lubang bukaan. Oleh karena itu, maka dibuat sump dengan dimensi balok dengan ukuran sebagai berikut:

Panjang : 5 m
Lebar : 4 m
Tinggi : 6 m
Volume : 120 m^3

Air yang dikumpulkan di Sump untuk di pompa adalah jumlah air rembesan selama 2 jam adalah 102 m^3 .

Dengan menggunakan pompa : *Submersible pump flygt 2830.180*.

Type : B228
Head Yang Harus Diatasi : 61.38 m
Head Berdasarkan Spec. : 80 m
Debit Pemompaan : $0.03 \text{ m}^3/\text{s}$
Periode Pemompaan : 12 kali sehari , dengan lama pemompaan 1 jam setiap 1 kali.

IV. PEMBAHASAN

4.1. Curah Hujan dan Infiltrasi

Infiltrasi air hujan yang jatuh pada daerah penelitian (Kliripan) tersebut akan mensuplai air tanah di daerah penelitian terutama pada lapisan tanah di atas lubang bukaan sunoto dan PTPM. Berdasarkan perhitungan di lapangan didapat laju infiltrasi rata - rata di daerah penelitian (Kliripan) yaitu sebesar $0,16 \text{ cm}/\text{menit}$.

Hal ini menunjukkan bahwa daerah penelitian mampu memasukkan air dengan kecepatan aliran $0,16 \text{ cm} / \text{menit}$. Namun, kenyataan di lapangan air hujan maksimum yang terjadi selama kurun waktu 10 tahun yaitu hanya sebesar $716 \text{ mm} / \text{tahun}$. Dalam kenyataannya tidak semua curah hujan tersebut dapat meresap ke dalam tanah, karena ada beberapa faktor yang mempengaruhi resapan air hujan ke dalam tanah seperti kemiringan permukaan tanah, kondisi tumbuhan, dan tataguna lahan.

Dari data curah hujan dan nilai laju infiltrasi tersebut suplai air hujan ke dalam air tanah, mempunyai potensi cukup besar, sehingga ketersediaan air tanah dalam akuifer dapat berlangsung sepanjang tahun, baik musim kemarau maupun musim penghujan.

4.2. Kajian Sumber Air Tambang pada Lubang Bukaan Bekas Penambangan Bijih Mangan di Kliripan

Sumber air tambang adalah sumber air yang akan masuk ke area bukaan tambang bawah tanah yaitu lubang bukaan atau terowongan. Terowongan yang dimaksud adalah terowongan Sunoto (*Inclined Shaft*) dan terowongan PTPM (*Vertical Shaft*).

Pada umumnya, sumber air tambang pada penambangan dengan sistem tambang bawah tanah berasal dari infiltrasi yang berupa rembesan air tanah,

bocoran air tanah, serta ventilasi dan kebutuhan air oleh alat yang digunakan.

Namun pada penelitian ini pertama - tama sumber air tambang pada kedua lubang bukaan diasumsikan hanya berasal dari rembesan dan bocoran air tanah. Hal itu dikarenakan kegiatan penambangan pada kedua lubang bukaan telah berhenti sejak lama. Sehingga, tidak adanya air ang digunakan untuk ventilasi maupun alat.

Setelah dilakukan penelitian ternyata sumber air tambang pada kedua lubang bukaan hanya berasal dari rembesan air tanah. Hal itu dikarenakan teori bocoran yang digunakan adalah teori Hantush dan Jacob (1964). Mengacu pada teori tersebut kondisi litologi pada daerah kedua lubang bukaan tersebut tidak memenuhi kriteria untuk terjadinya suatu bocoran air tanah. Sehingga, dapat berdarkan analisa hasil penelitian sumber air tambang pada kedua lubang bukaan tersebut hanya berasal dari rembesan air tanah. Penting untuk penellitian lebih detil kondisi geologi daerah Kliripan.

4.3. Perhitungan Sumber Air Tambang pada Lubang Bukaan Bekas Penambangan Bijih Mangan di Kliripan.

Perhitungan sumber air tambang tambang dilakukan untuk mengetahui jumlah air yang masuk ke dalam lubang bukaan tambang sehingga dapat diketahui cara penanganan dan metode penanganannya berdasarkan mine dewatering system.

Kondisi lubang bukaan atau terowongan Sunoto dan terowongan PTPM saat ini terendam air. Oleh karenanya, untuk menghitung sumber air tambang pada saat ini adalah berasal dari air yang sudah ada di dalam kolom kedua lubang bukaan itu sendiri serta berasal dari rembesan air tanah.

Air yang berasal dari kolom kedua lubang bukaan dihitung dengan cara mencari volume kedua lubang bukaan. Hal ini dapat dihitung dikarenakan dimensi lubang bukaan di ketahui. Lubang bukaan sunoto dengan dimensi pintu trapesium artinya volume yang dicari adalah volume prisma maka didapat volumenya sebesar : 1.575 m³. Lubang bukaan PTPM dengan dimensi pintu persegi 4 m x 4 m artinya volume yang dicari adalah volume balok maka didapat volumenya sebesar : 720 m³.

Selanjutnya adalah air yang berasal dari rembesan air tanah. Berdasarkan perhitungan yang diperoleh dengan menghitung rembesan pada kedua lubang bukaan dari berbagai sisi dengan menggunakan rumus darcy. Maka, di dapat debit air rembesan yaitu : 1,42 x 10⁻² m³/det. Pentingnya penelitian lebih lanjut kondisi akuifer dan air tanah di daerah Kliripan

4.4. Kajian Terhadap Cara atau Metode Penyaliran Air

4.4.1 Tahap Awal Penirisan

Tahap pertama yaitu tahap pengeringan atau penirisan awal. Tahap ini dilakukan karena mengingat kondisi kedua lubang bukaans saat ini terendam oleh air. Sehingga, untuk melakukan penirisan yang kontinyu maka air yang ada di dalam lubang bukaan saat ini harus dikeluarkan terlebih dahulu. Jumlah air tambang yang harus dikeluarkan pada tahap ini meliputi jumlah air yang berada di kolom kedua lubang bukaan ditambah dengan rembesan air tanah selama waktu pemompaan. Yaitu berjumlah : 3.528,6 m³. Dengan harapan pengeringan awal berlangsung cepat. Maka, dipilih pompa untuk pengeringan yaitu pompa submersible pump agar pompa tersebut dapat mengapung dan turun sesuai penurunan air yang telah dikeluarkan. Submersible pump yang dipilih dengan merk Flygt 2830.180 tipe B228. Pompa dengan merk dan jenis ini adlaah pompa yang sering digunakan pada perusahaan tambang dengan sistem tambang bawah tanah. Pompa dengan jenis dan merk ini dapat memompa air dengan persen solid yang cukup besar mengingat kondisi air pada kolom lubang bukaan terlihat cukup keruh. Maka, pompa dengan jenis ini akan cocok digunakan. Dengan menggunakan pompa ini, pengeringan diperkirakan berlangsung hanya sekitar 1,3 hari. Dengan debit pemompaan yaitu sebesar 0,032 m³/det dan lama pemompaan 24 jam per hari.

4.4.2 Tahap Selanjutnya

Tahap selanjutnya yaitu tahap penirisan lanjutan yang dilakukan secara kontinyu. Pada tahap ini akan dibuat sump berbentuk balok dengan dimensi : panjang : 5 m, lebar 4 m, dan tinggi 6 m, dengan volume yang dapat tertampung sebesar 120 m³. Pada tahap ini air yang masuk hanya berasal dari rembesan yaitu sebesar : 51,12 m³/jam. Pemompaan dijadwalkan selama 12 kali per hari dengan lama pemompaan selama 1 jam setiap sekali pemompaan. Hal itu dilakukan agar terdapat waktu pompa untuk beristirahat dan pompa tidak cepat rusak. Debit setiap kali pemompaan yaitu sebesar 100 m³/ jam.

Sedangkan, air yang berasal dari rembesan yang terkumpul selama 2 jam yaitu sebesar : 108,24 m³. Hal ini menunjukkan masih ada air yang terkumpul pada setiap pemompaan hal itu agar menjaga pompa tidak memompa udara yang menyebabkan pompa cepat rusak.

Pompa yang digunakan pada tahap ini sama dengan pompa pada tahap sebelumnya yaitu Submersible pump dengan merk Flygt 2830.180 Tipe B228, spesifikasi teknis dapat dilihat pada lampiran. Head Total yang dapat diatasi oleh pompa ini sebesar 80 m (lihat Lampiran ...). sedangkan, head aktual yang harus diatasi sebesar 61 m. Debit yang dapat diatasi oleh pompa ini adalah sebesar 0,032 m³/s,

sedangkan debit aktual yang dibutuhkan yaitu 0,03 m³/s, dengan mempertimbangkan efisiensi pompa sekitar 70 % pompa ini cocok digunakan. Sehingga pompa yang dibutuhkan untuk kedua tahap adalah 1 pompa

V. KESIMPULAN

Dari hasil pengamatan dan kajian dapat diperoleh kesimpulan sebagai berikut:

1. Curah hujan rata-rata di Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulonprogo pada tahun 2017 sebesar 226 mm/hari sedangkan curah hujan minimum di lokasi penelitian yaitu 0 mm/ hari dan curah hujan maksimumnya 716 mm/hari yang terjadi pada bulan November. laju infiltrasi rata - rata di daerah penelitian (Kliripan) yaitu sebesar 0,16 cm/min.
2. Sumber air utama untuk Lubang Bukaan Bekas Tambang hanya berasal dari rembesan air tanah dan air yang berada pada kolom lubang bukaan.
3. Jumlah air yang berada dalam kolom terowongan 2.295 m³. Debit rembesan air tanah : 1,42 x 10⁻² m³/det.
4. Sistem yang digunakan yaitu *mine dewatering system* dengan metode kolam terbuka (*Open Sump*) dengan menggunakan pompa. Dimensi Sump berbentuk balok dengan ukuran sebagai berikut :5 m x 4 m x 6 m ; Volume: 120 m³. Sedangkan, Pompa yang digunakan dengan spesifikasi sebagai berikut : *submersible pump* merk Flygt 2830.180 . Type : B228 ;Head yang harus Diatasi: 61,38 m ; Head total yang dapat diatasi : 80 m ; Debit Pemompaan: 0,03 m³/s ; Diameter Pipa: 4". Adapun penanganan air tambang ada 2 tahap
 - a. Tahap pertama yaitu pengeringan awal volume air yang dikeluarkan 3.528 m³. Waktu pemompaan 24 jam per hari berlangsung selama ± 1,3 Hari.
 - b. Tahap kedua yaitu tahap penirisan lanjutan dan kontinyu. Volume air yang dikeluarkan 100 m³/ jam. Waktu pemompaan 12 kali per hari berlangsung selama 1 jam setiap kali pemompaan.

DAFTAR PUSTAKA

1. Bruce R. Munson, Donald F. Young and Theodore H. Okiishi, 2002, "*Mekanika Fluida Jilid 2*", Edisi Keempat, Penribit Erlangga, Jl. H. Baping Raya No. 100 Ciracas, Jakarta 13740. Halaman 106.
2. Badan Pusat Statistika, 2018. "Kulon Progo Dalam Angka". Yogyakarta : PT. Pohon Cahaya, Yogyakarta.

3. C.W. Fetter, 1994, "*Applied Hydrogeology*", McGraw-Hill, Inc, Tokyo. Halaman 108-110.
4. David Keith Todd, 2005, "*Groundwater Hydrology*", Third Edition, 2005, John Wiley & Sons, Inc, New York, Halaman 13-14
5. Darwis,2018. "*Pengelolaan Air Tanah*", Yogyakarta : Pustaka AQ Nyutran, Yogyakarta, Indonesia. Halaman 99-146
6. Ersin Seyhan, 1977. "*Dasar- Dasar Hidrologi*", Bulaksumur, Yogyakarta : GADJAH MADA UNIVERSITY PRESS, Yogyakarta, Indonesia. Halaman 99-102.
7. J. Patrick Powers, "*Construction Dewatering (New Methode and Applications)*", Third Edition, John Wiley & Sons, Inc, New York. Halaman 185-193, dan 247 – 253.
8. Kensaku Takeda. 1980. Suyono Sosrodarsono,"*Hidrologi untuk pengairan*". Jakarta: PT. Pradnya Paramitha ,Jakarta, Halaman 2
9. Sularso, Haruo Tahara. 1990. "*Pompa dan Kompresor*". Jakarta: PT. Pradnya Paramitha, Jakarta, Halaman 26-41
10. Lilik Eko Widodo, Gatot Hari Priowirjanto 1999, "*Aliran Bocoran Akuifer Melewati Lapisan Semipermeabel Cukup Tebal*", Bandung, Indonesia.
11. Sudarto Notosiswoyo, Suyono, Lilik Eko Widodo, 2002, "*Prediction of facture rock permeability in Pasir Impun, Bandung, Indonesia*", Proceeding of Internasional Seminar at King Saud University, Riyadh, Saudi Arabia.
12. T.A. Cahyadi, Lilik Eko Widodo, Irwan Iskandar, Sukaerang, Suyono, 2015, "*Modelling Spatial Distribution of 3D Isotropic Hydraulic Conductivity Based on HC-System for Fractured Groundwater Flow Media using Neural Network Case Study Grassberg Open Pit of PTFI, Papua, Indonesia*", Proceeding of Internasional Symposium on Earth Science and Technology 2015.
13. _____, 2008,"*Dokumen Tips Sistem Penambangan*", Bandung, Indonesia. Halaman VI-4 – VI-6

Overview Metode Gumbel dan Metode Thomas Fiering

Dalam Sistem Penyaliran Tambang

Tedy Agung Cahyadi, Deka Citra Dinata

Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral,
Universitas Pembangunan Nasional "Veteran" Yogyakarta
Corresponding email : dinatadeka@gmail.com

ABSTRACT

In processing rainfall data there are various kinds of methods used, including the Gumbel method and the Thomas Fiering Method. This paper aims to compare the Gumbel method and the Thomas Fiering Method. Data used for 9 years (2007-2015), originating from company X assuming a 10 year mine production. From the results of the discussion it was found that the Gumbel method can be used for forecasting long-term rainfall and the Thomas Fiering method can be used for forecasting short-term rainfall.

Keywords: Rainfall, Gumbel Method, Thomas Fiering Method

ABSTRAK

Dalam pengolahan data curah hujan terdapat berbagai macam metode yang digunakan, diantaranya adalah metode *Gumbel* dan Metode *Thomas Fiering*. Tulisan ini bertujuan untuk membandingkan antara metode *Gumbel* dan Metode *Thomas Fiering*. Data yang digunakan selama 9 tahun (2007-2015), berasal dari perusahaan X dengan asumsi umur tambang 10 tahun. Dari hasil pembahasan didapat bahwa metode *Gumbel* dapat digunakan untuk peramalan curah hujan jangka panjang dan metode *Thomas Fiering* dapat digunakan untuk peramalan curah hujan jangka pendek.

Kata Kunci: Curah Hujan, Metode *Gumbel*, Metode *Thomas Fiering*

I. PENDAHULUAN

Hujan merupakan peristiwa yang terjadi karena adanya penguapan air dari laut, danau, sungai, tanah, tanaman, dan lain-lain. Pada suhu udara tertentu, uap air tersebut mengalami pendinginan yang disebut kondensasi. Selama proses kondensasi, uap air yang berbentuk gas akan dirubah menjadi titik-titik air kecil. Kemudian, titik-titik air tersebut saling bergabung membentuk awan. Ketika gabungan titik-titik air ini menjadi besar dan cukup berat maka titik-titik air ini akan jatuh ke permukaan Bumi. Proses ini yang disebut dengan presipitasi atau hujan (Anjayani & Haryanto, 2009).

Curah hujan (mm) merupakan ketinggian air hujan yang jatuh pada tempat yang datar dengan asumsi tidak menguap, tidak meresap dan tidak mengalir. Curah hujan 1 (satu) mm adalah air hujan setinggi 1 (satu) mm yang jatuh (tertampung) pada tempat yang datar seluas 1 m² dengan asumsi tidak ada yang menguap, mengalir dan meresap (Mulyono, 2014).

Curah hujan dianggap sebagai kejadian acak dan bervariasi secara geografi dan musiman. Data dari curah hujan tersebut sangat penting dalam Perencanaan dan perancangan sistem penyaliran. Oleh karena itu, untuk merancang sistem penyaliran, data curah hujan harus dianalisis untuk mengetahui nilai-

nilai curah hujan yang mewakili karakteristik curah hujan dari daerah tersebut (Gautama, 2012).

Pengolahan data curah hujan dimaksudkan untuk mendapatkan data curah hujan untuk suatu Perencanaan sistem penyaliran. Pengolahan data ini dapat dilakukan dengan beberapa metode, diantaranya metode *Gumbel* (1941) dan metode *Thomas Fiering* (1962). Tujuan dari penulisan makalah ini adalah untuk membandingkan metode pengolahan data curah hujan mana yang dapat digunakan untuk merancang sistem penyaliran tambang antara metode *Gumbel* (1941) dan *Thomas Fiering* (1962).

II. METODE

Dalam penulisan ini digunakan data curah hujan perusahaan X selama 9 tahun (2007-2015). Kemudian dari data tersebut akan diolah masing-masing menggunakan metode *Gumbel* (1941) dan *Thomas Fiering* (1962).

Metode Gumbel (1941)

Metode *Gumbel* adalah suatu metode yang didasarkan atas distribusi normal (distribusi harga ekstrim). *Gumbel* beranggapan bahwa distribusi variabel-variabel hidrologis tidak terbatas, sehingga harus digunakan distribusi dari harga-harga yang terbesar (harga maksimal). Metode *Gumbel* dianggap paling

tepat karena dilengkapi dengan curah hujan maksimum setiap hari untuk berbagai periode waktu dan periode hujan yang berulang (Nigham, 2014)

Persamaan Gumbel sebagai berikut :

$$Xr = X + \frac{\delta x}{\delta n} (Yr - Yn)$$

Keterangan :

Xr = Hujan harian maksimum dengan periode ulang tertentu (mm)

X = Curah hujan rata-rata (mm)

δx = Standar deviasi nilai curah hujan dari data

δn = Standar deviasi dari reduksi variat, tergantung dari jumlah data (n)

Yr = Nilai reduksi variat dari variabel yang diharapkan terjadi pada PUH

Yn = Nilai rata-rata dari reduksi variat, tergantung dari jumlah data

Dari perumusan metode *Gumbel* diatas, hanya harga curah hujan rata-rata dan standar deviasi nilai curah hujan yang diperoleh dari hasil pengolahan data, sedangkan harga-harga selain itu diperoleh dari tabel tetapan, dalam hubungannya dengan jumlah data dan periode ulang hujan.

Metode *Thomas Fiering* (1962)

Salah satu usaha untuk memecahkan persoalan kurang panjangnya data hidrologi adalah dengan pembangkitan data (Wibowo, 2000). Model hidrologi yang dapat digunakan untuk pembangkitan data sintetik maupun prediksi (*forecasting*) adalah model stokastik (Raghunath, 2006).

Model Stokastik adalah model yang dikhususkan untuk teori dan aplikasi dari kemungkinan yang muncul dalam permodelan dalam ilmu alam dan teknologi. Model ini biasanya mengkaji ulang data atau informasi terdahulu untuk menduga peluang kejadian tersebut pada keadaan sekarang atau yang akan datang dengan asumsi terdapat relevansi pada jalur waktu. (Eriyatno, 2003). Model Stokastik Konseptual yaitu model untuk menduga peluang kejadian berdasarkan teori sedangkan Model Stokastik Empiris berdasarkan pengalaman dan percobaan. (Varshney, 1978).

Model hidrologi yang termasuk model stokastik dicontohkan oleh Clarke (1973) antara lain : model regresi, *Thomas Fiering*, *Multivariate Thomas Fiering* dan model ARIMA. Metode *Thomas Fiering* (1962) ialah salah satu model stokastik. Pembangkitan data menggunakan metode *Thomas Fiering* dapat digunakan untuk memecahkan persoalan kurang panjangnya data hidrologi. Keunggulan metode *Thomas Fiering* adalah dapat meramalkan data untuk beberapa tahun kedepan. Filosofi data bangkitan atau data sintetik adalah membuat data baru berdasarkan catatan pendek, untuk mendapatkan catatan panjang.

Pada dasarnya model *Thomas Fiering* merupakan Markovian alami dengan parameter periodik, yaitu nilai rata-rata, standar deviasi, koefisien korelasi antar data berurutan dan bilangan random.

Model *Thomas Fiering* secara implisit memungkinkan untuk ketidakstasioneran yang diamati pada data curah hujan bulanan. Model ini terdiri dari dua belas persamaan regresi linear. Jika tersedia data pengamatan selama dua belas tahun, maka dua belas curah hujan Januari dan dua belas curah hujan Desember diabstraksi dan curah hujan Januari diregresikan pada curah hujan Desember, demikian halnya curah hujan Februari diregresikan pada curah hujan Januari, dan seterusnya untuk masing-masing bulan setiap tahun (Clarke, 1973)

Persamaan *Thomas Fiering* (1962) adalah sebagai berikut :

$$X_{1,b} = X'_b + \frac{(r_b \cdot \delta_b)}{(\delta_{b-1})} x [q_{i,b-1} - X'_{b-1}] + [t_{i,b} \cdot \delta_b \cdot \sqrt{(1 - r_b)^2}]$$

Keterangan :

$X_{1,b}$ = Curah hujan hasil pembangkitan untuk bulan b tahun ke - I

$X'_b \cdot X'_{b-1}$ = Rerata curah hujan pada bulan b dan bulan b-1

r_b = Korelasi untuk bulan b

δ_b, δ_{b-1} = Standar deviasi bulan b dan bulan b-1

$t_{i,b}$ = Bilangan random bulan b

$q_{i,b-1}$ = Curah hujan pada tahun ke-i dan bulan b-1

Secara sederhana persamaan *Thomas Fiering* di atas menyatakan bahwa curah hujan bulan mendatang adalah sama dengan rata-rata debit bulan mendatang; ditambah dengan suatu faktor yang bergantung pada data curah hujan saat ini dan ditambah dengan suatu faktor inovasi yang besarnya adalah acak.

Perbandingan Metode Gumbel (1941) dan Metode *Thomas Fiering* (1962)

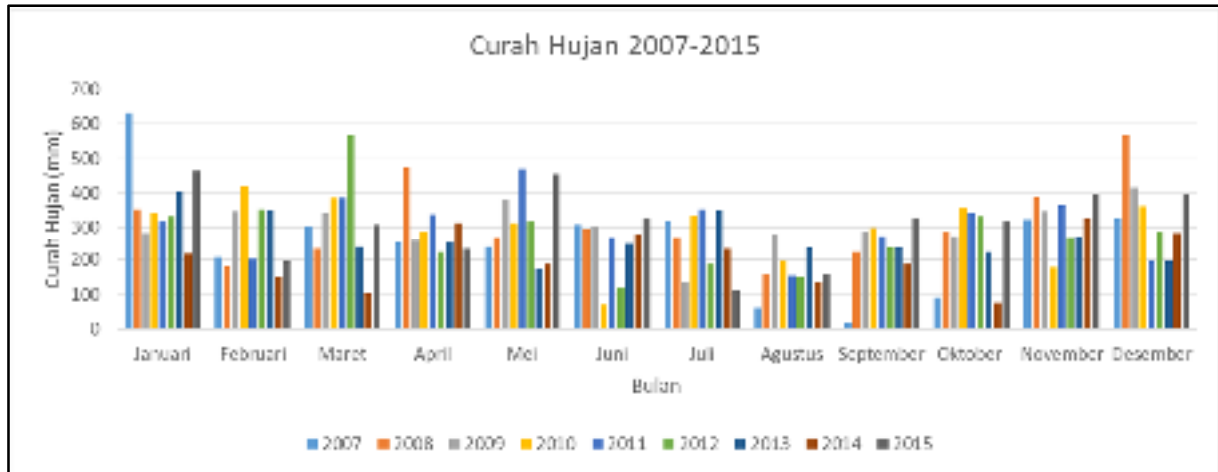
Setelah dilakukan pengolahan data dengan masing-masing metode maka dilakukan perbandingan nilai yang didapat, dari nilai-nilai tersebut nantinya akan dipilih salah satu yang memungkinkan digunakan untuk pengolahan data lebih lanjut, yaitu dalam kaitannya dengan sistem penyaliran tambang.

III. HASIL

Data curah hujan 9 tahun perusahaan X dari tahun 2007 sampai 2015 dapat dilihat pada Tabel 3.1. Hasil dari data tersebut di dapat curah hujan maksimum bulanan sebesar 632 mm pada bulan Januari tahun 2007 dan curah hujan minimum bulanan sebesar 20 mm pada bulan September tahun 2007, data curah hujan maksimum dan minimum dapat dilihat pada Gambar 3.1 yang disajikan dalam bentuk grafik.

Tabel 1 Data Curah Hujan Perusahaan X (2007-2015)

No	Tahun	Januari	Februari	Maret	April	Mei	Juni	Juli	Agustus	September	Oktober	November	Desember
1	2007	632	207	305	251	237	309	321	61	20	92	322	326
2	2008	353	180	233	473	269	297	268	160	222	290	388	566
3	2009	284	348	340	256	384	306	134	280	291	274	348	417
4	2010	342	418	385	290	313	70	335	198	299	356	178	362
5	2011	318	201	387	337	471	268	353	154	276	340	366	197
6	2012	331	353	566	224	316	121	188	151	234	333	269	290
7	2013	404	349	237	252	172	247	351	234	236	222	272	197
8	2014	218	151	104	315	187	281	233	135	188	76	325	285
9	2015	463	197	309	231	455	329	113	160	330	317	398	396



Gambar 1 Data Curah Hujan Perusahaan X tahun 2007-2015

Hasil dari pengolahan data menurut metode *Gumbel* dapat dilihat pada Tabel 3.2. Dari hasil tersebut didapat nilai rata-rata curah hujan sebesar 337,3 mm/tahun, nilai standar deviasi dari pengolahan data *Gumbel* adalah sebesar 115,74 serta didapat nilai curah hujan rencana dengan asumsi umur tambang selama 10 tahun dengan periode ulang hujan selama 5 tahun sebesar 535,37 mm/tahun.

Pengolahan data menurut metode *Thomas Fiering*

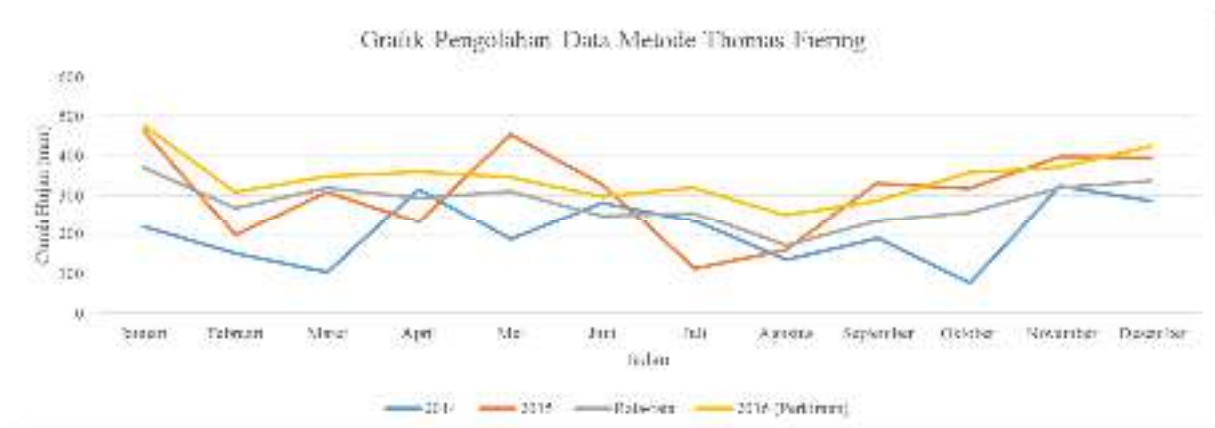
dapat dilihat pada Tabel 3.3. Dari hasil pengolahan data didapatkan nilai rata-rata curah hujan, standar deviasi serta koefisien korelasi yang bervariasi, hal ini dikarenakan metode *Thomas Fiering* menggunakan data bulanan untuk pembangkit datanya, sehingga didapat nilai rata-rata, standar deviasi dan koefisien korelasi sebanyak 12 variabel, dari bulan Januari-Desember. Hasil metode *Thomas Fiering* dapat dilihat pada Gambar 3.2 dan Gambar 3.3 yang disajikan dalam bentuk grafik.

Tabel 2 Hasil Pengolahan Data Metode *Gumbel*

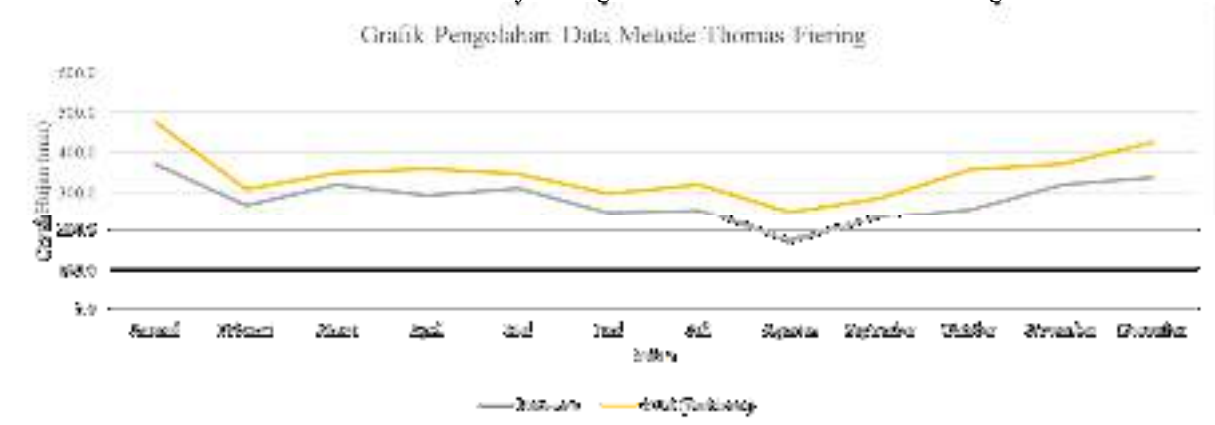
Tahun	Curah Hujan											PUH	K	Xr
	Curah Hujan Maksimal (X)	\bar{X}	$(X - \bar{X})^2$	n	m	Yn	\bar{Yn}	$(Y - \bar{Yn})^2$	Yt	Sn	Sd			
2009	326	337.3	128.44	9	1	2.25	0.49	3.0983631	-	0.9852	115.7476	1	-	-
2010	566	337.3	52288.44	9	9	-0.83	0.49	1.7534606	0.367			2	1.21863	478.3871
2011	417	337.3	6346.78	9	6	0.09	0.49	0.1621906	0.903			3	0.82758	433.1239
2012	362	337.3	608.44	9	2	1.50	0.49	1.0196747	1.246			4	-0.25787	307.4857
2013	197	337.3	19693.44	9	7	-0.19	0.49	0.4566750	1.500			5	1.71096	535.3729
2014	290	337.3	2240.44	9	3	1.03	0.49	0.2924429	1.702			6	0.68116	416.1763
2015	197	337.3	19693.44	9	8	-0.48	0.49	0.9332247	1.870			7	2.38105	612.934
2016	285	337.3	2738.78	9	4	0.67	0.49	0.03297	2.013			8	1.36191	494.9706
2017	396	337.3	3441.78	9	5	0.37	0.49	0.0152863	2.139			9	1.79910	545.5749
Jumlah	3036		107180.00			4.41		7.7642878						
Rata-rata	337.3													

Tabel 3 Hasil Pengolahan Data Metode *Thomas Fiering*

No	Tahun	Januari	Februari	Maret	April	Mei	Juni	Juli	Agustus	September	Oktober	November	Desember
1	2007	632	207	305	251	237	309	321	61	20	92	322	326
2	2008	353	180	233	473	269	297	268	160	222	290	388	566
3	2009	284	348	340	256	384	306	134	280	291	274	348	417
4	2010	342	418	385	290	313	70	335	198	299	356	178	362
5	2011	318	201	387	337	471	268	353	154	276	340	366	197
6	2012	331	353	566	224	316	121	188	151	234	333	269	290
7	2013	404	349	237	252	172	247	351	234	236	222	272	197
8	2014	218	151	104	315	187	281	233	135	188	76	325	285
9	2015	463	197	309	231	455	329	113	160	330	317	398	396
Jumlah		3345	2404	2866	2629	2804	2228	2296	1533	2096	2300	2866	3036
Rerata		371.7	267.1	318.4	292.1	311.6	247.6	255.1	170.3	232.9	255.6	318.4	337.3
Standar Deviasi		119.5	98.3	128.0	77.7	108.2	90.4	93.2	62.2	91.2	105.3	69.5	115.7
Korelasi		0.0	-0.1	0.6	-0.4	-0.1	0.1	-0.3	-0.2	0.7	0.8	-0.1	0.3
Random		0.865	0.526	0.754	0.918	0.247	0.431	0.968	0.969	0.987	0.225	0.842	0.406
Pembangkit Data													
Tahun 2016		476.8	309.3	348.4	360.1	346.3	297.9	318.9	250.2	286.7	357.7	372.0	425.4



Gambar 2 Grafik Curah Hujan Pengolahan Data Metode Thomas Fiering



Gambar 3 Grafik Perbandingan Curah Hujan Rata-rata dan Perkiraan Metode *Thomas Fiering*

IV. PEMBAHASAN

Dari hasil penelitian diatas, didapatkan beberapa data yang dapat dibandingkan dalam penentuan nilai curah hujan yang digunakan, untuk selanjutnya digunakan dalam pengolahan data, dalam hal ini untuk sistem penyaliran tambang. Dari metode *Gumbel* Tabel 3.2 didapatkan nilai curah hujan rencana sebesar 535,37 mm/tahun dalam periode ulang 5 tahun sedangkan menurut metode *Thomas Fiering* Tabel 3.3 didapat berbagai macam nilai curah hujan, yaitu sebanyak 12 bulan dengan sintesis data hanya dalam 1 tahun.

Dari hasil tersebut dapat ditentukan nilai yang perlu digunakan untuk pengolahan data lebih lanjut, sehingga didapatkan hasil yang baik. Dari hasil penelitian metode *Gumbel* dapat meramalkan nilai curah hujan selama 5 tahun atau lebih dalam satuan tahun, sedangkan metode *Thomas Fiering* dapat meramalkan nilai curah hujan selama 5 tahun atau lebih dalam satuan bulan.

Berdasarkan Gambar 3.2 dan Gambar 3.3 yang disajikan dalam grafik, didapatkan bahwa dalam pembangkitan data *Thomas Fiering* nilai data sintesis

yang didapatkan akan lebih mendekati dengan nilai rata-rata dari pembangkit data, hal ini dikarenakan nilai rata-rata merupakan hal utama yang dijadikan patokan dalam penentuan data sintetis.

V. KESIMPULAN

Dari hasil pembahasan dapat disimpulkan bahwa metode pembangkit data *Gumbel* dan Metode *Thomas Fiering* merupakan beberapa dari banyak metode yang digunakan dalam peramalan data curah hujan, penggunaan metode ini dapat disesuaikan dengan kondisi dilapangan. Dari hasil diatas metode *Gumbel* dapat digunakan dalam peramalan jangka panjang, sedangkan metode *Thomas Fiering* dapat digunakan dalam peramalan jangka pendek. Perlu adanya kajian lebih lanjut mengenai studi ini sehingga penggunaan metode dapat dilakukan dengan tepat dan benar.

VI. DAFTAR PUSTAKA

- Anjayani, E. & Haryanto, T., (2009). *GEOGRAFI Kelas X*. Jakarta Pusat: PT. Cempaka Putih.
- Clarke, R.T., (1973). *Mathematical Models in Hydrology*. Food And Agriculture Organization Of the United Nation : Rome.
- Fiering, M.B., & Jackson B.B., (1971). *Synthetic Streamflows*. American Geosphisical Union : Washington D.C.
- Gautama, R.S., (2012). *Strom Rainfall Analysis : An Important Factor In Designing Mine Dewaterin Facilities In Tropical Ragion*, Departmen of Mining Engineering, ITB, Bandung.
- Gumbel, E.J., (1941). *The Return Period of Flood Flows*.
- Jayanti, K.D., (2012). *Prediksi Pola Curah Hujan Bulanan Dengan Menggunakan Model Thomas-Fiering*. Jurnal AgroPet Vol. 9 Nomor 1.
- Karunia, Fransisca Hicca. (2012). *Perkiraan Ketersediaan Air Dengan Metode Thomas Fiering di Kali Krukut, Jakarta*. 12 Juli 2012. (<https://repository.ipb.ac.id/handle/123456789/57935> diakses 23 Mei 2019).
- Mulyono, D., (2014). *Analisis Karakter Curah Hujan Di Wilayah Kabupaten Garut Selatan*.
- Nigam, R., (2014). *International Journal of Hydrology Science and Technology*, Vol. 4, No.2, pp. 81-109.
- Raghunath, H.M. (2006). *Hydrology (Principles, Analysis Design)*. 2nd Edition, New Age International (P) Ltd., New Delhi.
- Varshney, R.S., (1978). *Engineering Hydrology*. Nem Chand And Bros : Roorkee Uttar Pradesh.
- Wibowo, Supto. (2000). *Analisis Neraca Air Untuk Perbaikan Rencana Penetapan Pola Tanam dan Jadwal Tanam*. Tesis S2. UGM. Yogyakarta.

Kajian Teknis Kebutuhan Alat Muat dan Alat Angkut Untuk Memenuhi Target Produksi Ore dan Waste Pada Bulan Mei-Desember 2018 Di PT Sago Prima Pratama J-Resources Sebuku Nunukan Kalimantan Utara

Bagus Wiyono, Indah Setyowati, Muhammad Fadhil Goldi

UPN "Veteran" Yogyakarta

Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,

Fakultas Teknologi Mineral, UPN "Veteran" Yogyakarta,

Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55238

No. HP : 082216441997, email : mfadhilgoldi@gmail.com

ABSTRACT

In 2018, company did exploitation ore and waste in pit WBZ use open mine system. Mining use 2 unit excavator backhoe CAT 390D, with bucket capacity 6 m³. mining in periode January - April, 1 unit exvavator backhoe CAT 390D is can not use because it is broken, so it is change excavator backhoe Volvo 480DL with bucket capacity 3,1 m³

Changing make not reched target production in January - April amount 20%. Taget production who not reached in January - April is will be charge in Mei - Desember, production must be reached is 6.088.060 ton. Remake mine plan of heavy equipment is needed so that target production is reached.

Planing needs heavy equipments loader and hauler use simulation with reached production. Simulation heavy equipmnet use different option amount of heavy equipment, while planing hauler use cganging variable x1 (amount RTD CAT 773E) and 2x (amount ADT Volvo A40F) againts match factorheterogeneous, truck fleet. Simulation will use for result of combination with amitch factor almost 1.

Result of combination loaderis 2 unit exccavator backhoe CAT 390D and 1 unit excavator backhoe Volvo EC480DL. Combination loader and hauler ini mining ore is 1 unit excavator backhoe CAT 390D combine wirh 6 unit RDT CAT 773E while in waste material use 1 unit excavator backhoe CAT 390D combine with 5 unit RDT CAT 773E and 1 unit ADT Volvo A40F and I unit Excavator Bachoe Volvo EC480DL bombine with 5 unit ADT Volvo A40F.

RINGKASAN

Pada tahun 2018, perusahaan melakukan penambangan ore dan waste di pit WBZ dengan sistem tambang terbuka. Kegiatan penambangan menggunakan alat muat excavator backhoe CAT 390D sebanyak 2 unit, dengan kapasitas bucket 6 m³. Pada kegiatan penambangan bulan Januari-April, 1 unit excavator backhoe CAT 390D tidak dapat digunakan karena mengalami kerusakan, sehingga digantikan dengan excavator backhoe Volvo 480DL dengan kapasitas bucket 3,1 m³.

Pergantian alat mengakibatkan tidak tercapainya target produksi pada bulan Januari-April sebesar 20%. Target produksi yang tidak tercapai pada bulan Januari-April dibebankan ke bulan Mei-Desember, sehingga target produksi yang harus dicapai adalah 6.088.060 ton. Perencanaan kembali kebutuhan alat muat dan alat angkut diperlukan agar target produksi dapat tercapai.

Perencanaan kebutuhan alat muat dan alat angkut menggunakan simulasi terhadap ketercapaian produksi. Simulasi kebutuhan alat muat menggunakan opsi jumlah alat yang berbeda, sedangkan perencanaan kebutuhan alat angkut menggunakan simulasi perubahan variabel x1 (jumlah RDT CAT 773E) dan x2 (jumlah ADT Volvo A40F) terhadap faktor keserasian (match factor) heterogenous truck fleet. Simulasi dilakukan untuk mendapatkan hasil kombinasi yang serasi atau nilai match factor mendekati 1.

Hasil simulasi kebutuhan alat muat yaitu 2 unit excavator backhoe CAT 390D dan 1 unit excavator backhoe Volvo EC480DL. Kombinasi alat muat dan alat angkut pada penambangan ore yaitu, 1 unit excavator backhoe CAT 390D dikombinasikan dengan 6 unit RDT CAT 773E dan 1 unit ADT Volvo A40F, sedangkan pada material waste 1 unit excavator backhoe CAT 390D dikombinasikan dengan 5 unit RDT CAT 773E dan 1 unit ADT Volvo A40F serta 1 unit excavator backhoe Volvo EC480DL dikombinasikan dengan 5 unit ADT Volvo A40F.

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

PT. Sago Prima Pratama (PT. SPP) merupakan perusahaan pertambangan bijih emas. Kegiatan penambangan dilakukan dengan system tambang terbuka dengan menggunakan metode *Selective Mining*. Pada kegiatan penambangan, khususnya kegiatan pemuatan dan pengangkutan bijih emas

menggunakan alat muat excavator backhoe CAT 390D dengan kapasitas bucket 6 m³, sebanyak 2 unit. Alat angkut yang ada yaitu rigid dump truck CAT 773E dengan kapasitas vessel 35,2 m³ dan articulated dump truck VolvoA40F dengan kapasitas vessel 24 m³ yang masing-masing sebanyak 10 unit dan 5 unit.

Pada kegiatan penambangan bulan Januari-April 2018, 1 unit *excavator backhoe* CAT 390D tidak dapat digunakan karena mengalami kerusakan sehingga digantikan dengan *excavator backhoe* Volvo 480DL dengan kapasitas *bucket* 3,1 m³. Dengan adanya kerusakan alat, berakibat pada tidak tercapainya target produksi sebesar 20%. Tidak tercapainya target produksi pada bulan Januari-April 2018 menjadikan target produksi pada bulan Mei-Desember 2018 mengalami perubahan. Perubahan target produksi terjadi karena target produksi yang belum tercapai di bulan Januari-April 2018 dibebankan ke bulan Mei-Desember 2018. Oleh karena itu, perlu dilakukan suatu penelitian untuk merencanakan kembali kebutuhan alat muat dan alat angkut untuk memenuhi target produksi baru pada kegiatan penambangan bijih emas.

1.2. Rumusan Masalah

Adapun rumusan masalah yang akan dibahas pada penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Terjadi pergantian alat muat dengan kapasitas *bucket* yang lebih kecil pada bulan Januari-April 2018.
2. Tidak tercapainya target produksi pada bulan Januari-Desember 2018.
3. Terjadi perubahan/penambahan target produksi pada bulan Mei-Desember 2018.

1.3. Tujuan Penelitian

Tujuan penelitian ini adalah :

1. Merencanakan kebutuhan alat muat dan alat angkut untuk memenuhi target produksi pada bulan Mei-Desember 2018.
2. Merencanakan kombinasi alat muat dan alat angkut.

1.4. Batasan Masalah

Penelitian yang dilakukan, dibatasi oleh :

1. Data aktual waktu edar (*cycle time*) alat gali muat dan alat angkut hanya diambil dalam 1 *shift* kerja.
2. Kemampuan setiap operator alat mekanis diasumsikan sama.
3. Faktor ketersediaan alat mekanis dengan jenis dan tipe yang sama diasumsikan sama.
4. Kecepatan maksimal untuk alat angkut tidak lebih dari 30 km/jam (*safety*).
5. Diasumsikan bahwa target produksi kegiatan pemboran dan peledakan sudah terpenuhi.
6. Metode pemuatan tidak mengalami perubahan.
7. Penelitian dilakukan dalam lingkup teknis dan tidak memperhatikan faktor ekonomi.

III. HASIL PENELITIAN

Perencanaan terhadap kebutuhan alat muat dan alat angkut dilakukan dengan pengamatan terhadap faktor-faktor yang mempengaruhi kegiatan pemuatan dan pengangkutan bijih emas. Tujuan

II. METODE

Penelitian ini dilakukan dengan pengamatan dan pengambilan data secara langsung maupun tidak langsung yang dilanjutkan dengan suatu pengolahan data dan diakhiri oleh suatu kesimpulan dan saran yang merupakan hasil akhir dari suatu penelitian. Adapun tahapan yang dilakukan dalam suatu penelitian, yaitu:

1. Studi Literatur

Studi literatur dilakukan dengan cara mencari dan mengumpulkan informasi yang berkaitan dengan penelitian yang sedang dilaksanakan, antara lain berasal dari buku referensi, hasil penelitian dan laporan kegiatan penambangan yang diperoleh berupa peta topografi dan geologi daerah, data curah hujan, data lokasi dan kesampaian daerah, data teknis alat muat dan alat angkut, data produksi alat muat dan alat angkut, serta data target produksi.

2. Studi Lapangan

Studi lapangan dilakukan dengan melakukan pengamatan dan mengumpulkan data secara langsung pada kegiatan yang berkaitan dengan pelaksanaan penelitian, antara lain kegiatan pemuatan, pengangkutan dan penumpahan *ore/waste* pada kegiatan operasi penambangan.

3. Pengolahan Data

Pengolahan data dilakukan dengan cara menghitung produksi teoritis dan merencanakan kebutuhan alat muat dan alat angkut untuk memenuhi target produksi, pengolahan data dilakukan sebagai berikut:

- a. Perhitungan produktifitas alat muat dan alat angkut.
- b. Perhitungan produksi teoritis alat muat dan alat angkut.
- c. Menghitung jumlah kebutuhan alat muat dan alat angkut untuk mencapai target produksi.
- d. Melakukan simulasi terhadap kombinasi alat muat dan alat angkut.
- e. Hasil pengolahan data berupa tabel.

4. Analisis hasil pengolahan data

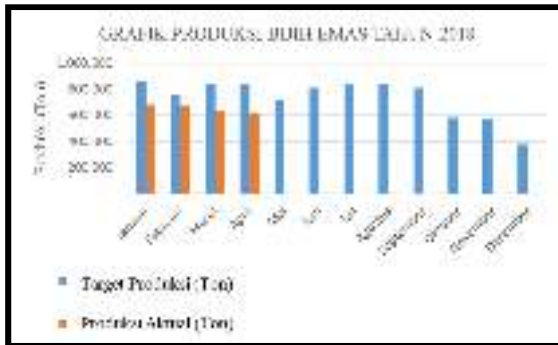
Melakukan perencanaan kebutuhan alat muat dan alat angkut yang dapat memenuhi target produksi dan didapatkan kombinasi alat muat dan alat angkut yang mendekati nilai MF=1 (serasi).

2.1. Manfaat Penelitian

Manfaat dari penelitian ini yaitu :

1. Dapat dijadikan sebagai referensi untuk penelitian selanjutnya.
2. Dapat menambah wawasan bagi pembaca.Lokasi

utama melakukan perencanaan kebutuhan alat muat dan alat angkut adalah untuk mencapai target produksi yang diinginkan. Produksi bijih emas pada awal tahun 2018 tidak tercapai (Gambar 3.1).



Gambar 3.1
Grafik Produksi Biji Emas Tahun 2018

Pada Gambar 3.1 dapat dilihat bahwa target produksi dan produksi aktual pada awal tahun 2018. Produksi pada bulan Januari – April 2018 tidak memenuhi target produksi, dikarenakan adanya pergantian 1 unit alat muat *excavator backhoe* CAT 390D digantikan dengan 1 unit alat muat *excavator backhoe* Volvo 480DL. Ketercapaian produksi pada bulan Januari – April 2018 secara berurutan adalah 80%, 90%, 75%, dan 74%.

3.1. Rencana Penambangan

Penambangan dilakukan dengan sistem tambang terbuka dengan cara *selective mining*, yang artinya pada saat pemuatan dilakukan pemilihan antara material *ore/waste*. Target produksi yang direncanakan pada bulan Mei–Desember 2018 dapat dilihat pada Tabel 3.1. Target produksi mengalami perubahan / penambahan dikarenakan target produksi pada bulan Januari – April 2018 tidak tercapai sehingga dilakukan penambahan target produksi pada bulan selanjutnya sampai dengan bulan Desember 2018. Hal itu dilakukan agar target produksi pada tahun 2018 dapat tercapai.

Tabel 3.1
Target Produksi Bulan Mei-Desember 2018

Bulan	Target Produksi Awal (Ton)			Target Produksi Tambahan (Ton)			Target Produksi Baru (Ton)		
	Ore	Waste	Total Mined	Ore	Waste	Total Mined	Ore	Waste	Total Mined
Mei	276.615	436.384	712.999	-	-	-	276.615	436.384	712.999
Juni	330.292	479.708	810.000	-	-	-	330.292	479.708	810.000
Juli	374.855	468.344	843.199	-	-	-	374.855	468.344	843.199
Agustus	401.327	435.672	836.999	-	-	-	401.327	435.672	836.999
September	445.726	364.274	810.000	-	-	-	445.726	364.274	810.000
Oktober	322.099	262.251	584.350	4.683	178.308	182.991	326.782	440.559	767.341
November	287.035	278.465	565.500	4.683	178.308	182.991	291.718	456.773	748.491
Desember	190.881	185.159	376.040	4.683	178.308	182.991	195.564	363.467	559.031
	Total						2.642.879	3.445.181	6.088.060

3.2. Metode Pemuatan

Pemuatan material *ore/waste* hasil dari kegiatan pengeboran dan peledakan dilakukan dengan alat mekanis. Pola pemuatan berdasarkan posisi alat angkut terhadap alat muat dilakukan dengan menggunakan metode *bottom loading* (Gambar 3.2). Pada saat pemuatan, alat muat melayani satu alat angkut. Metode pemuatan berdasarkan jumlah alat angkut biasa disebut dengan *single side loading*, yaitu alat muat melayani satu alat angkut

dengan posisi alat angkut membelakangi alat muat ketika sedang dilakukan pemuatan.

Pada saat pemuatan material, operator alat muat dan alat angkut berkordinasi dengan *Spotter* yang berada tidak jauh dari lokasi pemuatan. Fungsi *Spotter* yaitu mengintruksikan dan memastikan bahwa material yang dimuat adalah material *ore* atau material *waste*.



Gambar 3.2
Pola Pemuatan *Bottom Loading*

3.3. Kondisi Jalan Angkut

Material *ore/waste* diangkut dari Pit WBZ menuju *Crushing plant* atau *Waste dump* menggunakan alat angkut *rigid dump truck* CAT 773E dan *articulated dump truck* Volvo A40F. Material yang digunakan untuk konstruksi jalan adalah material dari kegiatan penambangan (*waste* NAF). Secara pengamatan fisik (Gambar 3.3), kondisi jalan angkut dengan permukaan yang halus, sedikit ada material (*spoil*) pada permukaan, ada beberapa gelombang pada segmen tertentu, dan dilakukan perawatan secara rutin.



Gambar 3.3

Jalan Angkut Tambang

Perawatan jalan angkut pada saat kondisi jalan kering yaitu dengan melakukan penyiraman dengan menggunakan *water truck*. Penyiraman pada jalan angkut bertujuan untuk mengurangi debu yang berterbangan akibat dari aktifitas pengangkutan material *ore/waste*. Perawatan ketika selesai hujan yaitu dengan menggunakan alat bantu mekanis *motor grader* CAT GD14M. Perawatan setelah selesai hujan bertujuan untuk mengkonidisikan jalan agar siap untuk digunakan kegiatan penambangan. Rute pengangkutan material dari Pit WBZ dibagi menjadi dua rute, yaitu sebagai berikut:

1. Rute pengangkutan material *ore* dari Pit WBZ menuju *crushing plant* ditempuh dengan jarak 1,96 Km.

- Rute pengangkutan material *waste* dari Pit WBZ menuju *wastedump* ditempuh dengan jarak 1,49 Km.

3.4. Geometri Jalan Angkut

Jalan angkut tambang memiliki dua jalur (*line*) yaitu untuk pengangkutan pada saat alat angkut terisi material *ore/waste* dan pada saat alat angkut kembali dengan keadaan kosong. Geometri jalan angkut tambang terdiri dari lebar jalan lurus, lebar jalan tikungan, *cross slope*, jari-jari tikungan, *superelevasi*, dan *safety berm*. Perhitungan geometri jalan angkut tambang dapat dilihat pada Lampiran D. Hasil perhitungan geometri jalan angkut dapat dilihat di bawah ini:

- Lebar jalan lurus = 19,39 meter
- Lebar jalan tikungan = 22,57 meter
- Cross slope* = 0,02 m/m
- Jari-jari tikungan = 8,15 meter
- Superelevasi* = 0,04 m/m
- Tinggi *safety berm* = 1,45 meter

3.5. Sifat Fisik Material

Jenis batuan yang akan ditambang merupakan jenis batuan andesit yang terjadi akibat aktifitas vulkanik. Sifat fisik material yang perlu diketahui adalah bobot isi material dan faktor pengembangannya (*swell factor*). Sifat fisik material diperoleh dari hasil pengujian yang dilakukan oleh perusahaan pada conto batuan. Hasil pengujian sifat fisik dapat dilihat di bawah ini:

- Bobot isi asli (ρ_n) = 2,30 gr/cm³
- Bobot isi kering (ρ_d) = 2,21 gr/cm³
- Bobot is jenuh (ρ_s) = 2,40 gr/cm³
- Kadar air (*w*) = 3,82%
- Derajat kejenuhan (*s*) = 44,44%
- Porositas (*n*) = 18,99%
- Angka pori (*e*) = 0,23

Diketahui bahwa bobot isi material dalam kondisi insitu (*bank*) adalah 2,30 gr/cm³ dan bobot isi material dalam kondisi lepas (*loose*) adalah 1,63 gr/cm³. Hasil perhitungan faktor pengembangan didapatkan bahwa nilai faktor pengembangan (*swell factor*) dari material *ore/waste* adalah 0,71 (Lampiran E).

3.6. Fakor Pengisian *Bucket (Bucket Fill Factor)*

Faktor pengisian *bucket* alat muat merupakan suatu faktor yang menunjukkan perbandingan antara kapasitas nyata dengan kapasitas baku dari *bucket* alat muat. Faktor pengisian *bucket* didapatkan dengan melakukan pengamatan secara visual pada saat alat muat sedang memuat material *ore/waste* ke alat angkut. Berdasarkan hasil pengamatan di lapangan, didapatkan faktor pengisian *bucket* sebesar 1,04. (Lampiran F).

3.7. Rencana Waktu Edar Alat Muat

Waktu edar alat adalah jumlah waktu yang diperlukan untuk satu siklus kerja suatu alat. Waktu edar merupakan salah satu unsur yang mempengaruhi kemampuan produksi alat mekanis, dimana setiap alat mekanis mempunyai waktu edar yang berbeda-beda.

Waktu edar alat muat direncanakan berdasarkan perhitungan waktu edar rata-rata yang ada di lapangan (Tabel 3.2). Pada perencanaan kebutuhan alat muat dan alat angkut dilakukan dengan pendekatan terhadap pekerjaan sebelumnya. Perhitungan teoritis rata-rata kecepatan alat angkut diperoleh dengan asumsi kondisi jalan yang ada pada Lampiran C. Sedangkan waktu edar alat muat diperoleh dengan asumsi fragmentasi batuan hasil peledakan baik sehingga material yang ditangani cukup mudah untuk digali. Perhitungan rata-rata waktu edar alat muat dan alat angkut dapat dilihat pada Lampiran G.

Tabel 3.2
Waktu Edar (*Cycle Time*) Alat Muat

Material yang Ditangani	Jenis Alat Muat	Waktu Edar (Menit)
Ore	Excavator Backhoe CAT390D	0,40
	Excavator Backhoe Volvo480DL	0,34
Waste	Excavator Backhoe CAT390D	0,40
	Excavator Backhoe Volvo480DL	0,34

3.8. Rencana Ketersediaan Alat Mekanis

Ketersediaan alat meliputi *Mechanical Availability* (MA) atau kesediaan mekanik, *Physical Availability* (PA) atau kesediaan fisik, *Use of Availability* (UA) atau kesediaan pemakaian, *Working Effective* (WE) atau penggunaan efektif alat dan *Job Efficiency* (JE) atau efisiensi waktu akibat hambatan operasi. (Tabel 3.3). Perhitungan data kesediaan alat diperoleh berdasarkan perencanaan penjadwalan alat yang dilakukan oleh perusahaan. Perhitungan kesediaan alat dapat dilihat pada Lampiran H.

Tabel 3.3
Kesediaan Alat Mekanis

Alat	UW	MA(%)	PA(%)	UA(%)	WE(%)	JE(%)
ABU	EX-CAT390D	78,11	85,01	72,08	71,45	79,93
ABU	EX-VOLVO	99,75	76,83	79,38	89,91	78,05
ABU	OH-CAT771E	75,03	80,69	71,87	79,28	78,44
Angka	ADT 441F	87,48	75,11	89,04	85,04	79,91

Perencanaan waktu efisien pada saat alat beroperasi berdasarkan Husrulid W. (2013) menggunakan estimasi waktu dengan memasukan nilai PA, UA, WE dan JE. Faktor efisiensi yang didapatkan dari hasil perhitungan (Lampiran H) adalah sebagai berikut:

- *Excavator Backhoe* CAT 390D = 34,35%
- *Excavator Backhoe* Volvo 480DL = 27,90%
- RDT CAT 773E = 31,97%
- ADT Volvo A40F = 24,59%

3.9. Rencana Kemampuan Produksi Alat Muat dan Alat Angkut

Produksi teoritis alat muat dan alat angkut untuk pemuatan dan pengangkutan material *ore* dan *waste* dapat diketahui dengan melakukan perhitungan kemampuan produksi alat muat dan alat angkut (Tabel 3.4). Kemampuan produksi alat muat dan alat angkut dipengaruhi beberapa faktor seperti waktu edar (*cycle time*), kapasitas *bucket/vessel* alat, faktor pengembangan (*swell factor*), faktor pengisian *bucket*, dan faktor efisiensi. Perhitungan kemampuan produksi alat muat dan alat angkut dapat dilihat pada Lampiran J.

Tabel 3.4

Kemampuan Produksi (Produktifitas) Alat Muat

Unit	Produktifitas (<i>Ore</i>) (BCM/Jam)	Produktifitas (<i>Waste</i>) (BCM/Jam)
Ex-CAT390D	228,28	228,28
Ex-VL480DL	112,70	112,70
*OHT CAT 773E	30,88	38,83
*ADT VLV A40F	15,36	18,43
#OHT CAT 773E	27,17	31,36
#ADT VLV A40F	16,45	19,36

Notes: * Dengan alat muat *excavator backhoe* CAT 390D
Dengan alat muat *excavator backhoe* Volvo 480DL

3.10. Rencana Kebutuhan Alat Muat dan Alat Angkut

3.10.1. Kebutuhan Jumlah Alat Muat

Kebutuhan jumlah alat muat merupakan faktor yang mendukung dalam merencanakan kebutuhan alat muat dan alat angkut yang dibutuhkan untuk mencapai target produksi. Untuk mencapai target produksi pada bulan Mei-Desember 2018, dilakukan simulasi terhadap jumlah alat muat (Tabel 3.5). Dilakukan pemilihan alat muat dengan memperhitungkan persen ketercapaiannya terhadap target produksi. Perhitungan kebutuhan jumlah alat muat dapat dilihat pada Lampiran K.

Tabel 3.5

Simulasi Jumlah Alat Muat Untuk Mencapai Target Produksi

Struktur	Tipe Alat	Jumlah alat (Unit)	Produksi (Tmt)	Real Produksi (Tmt)	Target Produksi (Tmt)	Ketercapaian Produksi (%)
A	Ex-CAT390D	1	228128,32	45143,32	808000	19%
	Ex-VLV480DL	1	112419,41			
B	Ex-CAT390D	2	456256,64	798871,24	808000	109%
	Ex-VLV480DL	1	112419,41			
C	Ex-CAT390D	1	228128,32	45143,32	808000	19%
	Ex-VLV480DL	2	224838,82			

3.10.2 Kebutuhan Jumlah Alat Angkut

Ketercapaian suatu target produksi didukung oleh jumlah alat yang digunakan untuk melakukan kegiatan penambangan. Alat angkut direncanakan untuk memenuhi target produksi. Perhitungan kebutuhan jumlah alat angkut dapat dilihat pada Lampiran K. Jumlah kebutuhan alat angkut dapat dilihat pada Tabel 3.6.

Tabel 3.6

Jumlah Kebutuhan Alat Angkut

Tipe Alat Muat	Tipe Alat Angkut	Jumlah Alat Muat (Unit)	
		<i>Ore</i>	<i>Waste</i>
Ex-CAT 390D	OHT CAT 773E	7	6
	ADT VLV A40F	11	9
Ex-VLV480DL	OHT CAT 773E	5	5
	ADT VLV A40F	7	6

3.11. Faktor Keserasian (MF) dan Kombinasi Alat Muat dan Alat Angkut

Jumlah dan kombinasi alat merupakan faktor yang mempengaruhi efektifitas kegiatan penambangan. Dilakukan simulasi jumlah alat dalam pengkombinasian alat muat dan alat angkut yang berpengaruh terhadap faktor keserasian alat (MF). Lihat Tabel 3.7, Tabel 3.8, Tabel 3.9, dan Tabel 3.10. Pengkombinasian dan perhitungan faktor keserasian alat didasarkan pada *heterogenous truck fleets*. *Heterogenous truck fleets* adalah pengkombinasian antara alat muat dan alat angkut, dimana alat angkut dalam satu *fleet* memiliki jenis yang berbeda-beda. Kombinasi yang paling efisien didapatkan dengan mencari nilai MF yang serasi (1) atau yang paling mendekati serasi. Perhitungan keserasian alat (MF) dapat dilihat pada Lampiran L.

Tabel 3.7

Simulasi Kombinasi *Excavator Backhoe* CAT 390D pada Penambangan *Ore*

U1	U2	U3	U4	U5	U6	U7	U8	U9	U10	MF
15,78	12,77	7	0	96,12	0,00	15,78	1400	1		1,00
15,78	12,77	8	1	92,19	12,77	15,61	15,20	1		0,97
15,78	12,77	9	2	88,1	24,94	15,43	15,40	1		0,92
15,78	12,77	4	0	15,01	38,21	15,3	11,80	1		0,57
15,78	12,77	0	4	41,28	31,08	15,19	10,80	1		0,12
15,78	12,77	2	5	27,42	61,39	15,05	10,00	1		0,17
15,78	12,77	1	6	19,78	76,32	15,61	9,20	1		0,71
15,78	12,77	0	7	9	88,28	12,77	1,40	1		0,88
15,78	12,77	0	11	0	140,97	12,77	15,20	1		1,00
15,78	12,77	0	10	19,78	121,70	12,77	10,00	1		1,00
15,78	12,77	0	9	27,42	111,94	12,77	10,00	1		1,00

t1	t2	x1	x2	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu
14,75	12,77	4	0	11,25	13,19	11,81	11,96	1	1,26
12,75	12,77	4	1	15,04	14,39	12,12	12,48	1	1,21
12,75	12,77	5	0	10,5	12,02	11,23	11,28	1	1,26
14,75	12,77	6	1	12,55	14,55	11,81	12,36	1	1,01
12,75	12,77	7	0	14,02	11,03	11,96	12,36	1	1,46
12,75	12,77	8	1	11,03	12,11	11,96	12,36	1	1,01
14,75	12,77	9	1	11,55	12,11	11,96	12,36	1	1,56
12,75	12,77	10	1	11,55	12,11	11,96	12,36	1	1,51
12,75	12,77	11	0	11,15	10,0	11,76	12,36	1	1,56

Notes: t1 = Waktu edar (CT) RDT CAT 773E (menit)
 t2 = Waktu edar (CT) ADT VLV A40F (menit)
 x1 = Jumlah Alat Angkut RDT CAT 773E
 x2 = Jumlah Alat Angkut ADT VLV A40F

Tabel 3.8

Simulasi Kombinasi *Excavator Backhoe EC480DL* pada Penambangan *Ore*

t1	t2	x1	x2	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu
14,14	14,17	2	0	10,1	0,08	14,15	17,00	1	1,31
14,14	14,17	4	1	14,04	11,27	15,12	17,01	1	1,31
14,14	14,17	3	1	10,16	11,14	11,44	14,00	1	1,01
14,14	14,17	2	2	12,12	11,11	15,09	17,01	1	0,81
14,14	14,17	1	3	14,16	11,16	14,12	17,01	1	0,81
14,14	14,17	0	4	0	11,15	14,11	11,50	1	1,01
14,14	14,17	5	0	0	10,08	14,17	16,00	1	1,11
14,14	14,17	1	6	14,16	10,22	14,02	17,01	1	1,21
14,14	14,17	2	5	12,12	11,11	14,16	16,00	1	1,21
14,14	14,17	3	4	10,16	11,14	15,14	16,72	1	1,31
14,14	14,17	4	3	10,16	11,14	15,14	16,72	1	1,31
14,14	14,17	5	2	10,16	11,14	15,14	16,72	1	1,31
14,14	14,17	6	1	10,16	11,14	15,14	16,72	1	1,31
14,14	14,17	7	0	11,12	0,08	14,18	15,00	1	1,41

Notes: t1 = Waktu edar (CT) RDT CAT 773E (menit)
 t2 = Waktu edar (CT) ADT VLV A40F (menit)
 x1 = Jumlah Alat Angkut RDT CAT 773E
 x2 = Jumlah Alat Angkut ADT VLV A40F

Tabel 3.9

Simulasi Kombinasi *Excavator Backhoe CAT 390D* pada Penambangan *Waste*

t1	t2	x1	x2	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu
11,80	10,81	5	0	10,5	10,0	11,86	12,08	1	1,01
11,80	10,81	3	1	10	10,50	11,44	11,28	1	0,91
11,80	10,81	4	2	10,5	11,22	11,27	10,48	1	0,91
11,80	10,81	5	3	10,5	11,10	11,11	9,50	1	0,81
11,80	10,81	2	4	10,5	10,44	10,94	8,70	1	0,81
11,80	10,81	1	5	11,5	10,08	10,78	8,00	1	0,71
11,80	10,81	0	6	0	10,08	10,81	7,20	1	0,81
11,80	10,81	0	7	0	10,09	10,81	10,18	1	1,01
11,80	10,81	1	8	11,5	10,18	10,73	11,98	1	1,01
11,80	10,81	2	7	10,5	10,27	10,83	12,48	1	1,11
11,80	10,81	3	6	10,5	10,06	10,91	11,28	1	1,21
11,80	10,81	4	5	10,5	10,05	11,05	14,08	1	1,31
11,80	10,81	5	4	10,5	10,04	11,15	15,98	1	1,41
11,80	10,81	6	3	10,5	10,12	11,25	16,48	1	1,41
11,80	10,81	7	2	10,5	10,22	11,35	16,48	1	1,41
11,80	10,81	8	1	10,5	10,30	11,45	17,28	1	1,51
11,80	10,81	9	0	10,4	10,0	11,86	18,08	1	1,51

Notes: t1 = Waktu edar (CT) RDT CAT 773E (menit)
 t2 = Waktu edar (CT) ADT VLV A40F (menit)
 x1 = Jumlah Alat Angkut RDT CAT 773E
 x2 = Jumlah Alat Angkut ADT VLV A40F

Tabel 3.10

Simulasi Kombinasi *Excavator Backhoe EC480DL* pada Penambangan *Waste*

t1	t2	x1	x2	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu	Waktu
14,00	12,21	2	0	10	0,06	14,00	17,00	1	1,21
14,00	12,21	4	1	15	0	17,01	16,98	1	1,17
14,00	12,21	3	1	10	10,47	11,78	14,04	1	1,17
14,00	12,21	2	2	10	10,43	12,01	12,94	1	1,07
14,00	12,21	1	3	10	10,39	12,27	12,92	1	1,07
14,00	12,21	0	4	0	10,35	12,51	13,60	1	1,07
14,00	12,21	0	5	0	10,30	12,74	14,28	1	1,17
14,00	12,21	1	6	0	10,26	12,97	14,28	1	1,27
14,00	12,21	2	5	10	10,21	13,21	14,72	1	1,27
14,00	12,21	3	4	10	10,17	13,44	15,24	1	1,27
14,00	12,21	4	3	10	10,12	13,67	15,76	1	1,27
14,00	12,21	5	2	10	10,08	13,90	16,28	1	1,37
14,00	12,21	6	1	10	10,04	14,13	16,80	1	1,37
14,00	12,21	7	0	10	10,00	14,36	17,32	1	1,37
14,00	12,21	8	0	10	10,00	14,59	17,84	1	1,37
14,00	12,21	9	0	10	10,00	14,82	18,36	1	1,37
14,00	12,21	10	0	10	10,00	15,05	18,88	1	1,37
14,00	12,21	11	0	10	10,00	15,28	19,40	1	1,47
14,00	12,21	12	0	10	10,00	15,51	19,92	1	1,47

Notes: t1 = Waktu edar (CT) RDT CAT 773E (menit)
 t2 = Waktu edar (CT) ADT VLV A40F (menit)
 x1 = Jumlah Alat Angkut RDT CAT 773E
 x2 = Jumlah Alat Angkut ADT VLV A40F

IV. PEMBAHASAN

Kegiatan penambangan merupakan salah satu kegiatan utama dari rangkaian kegiatan pertambangan. Kegiatan penambangan akan diawali dengan sebuah perencanaan. Perencanaan kebutuhan alat mekanis dilakukan untuk kegiatan operasi penambangan. Perencanaan alat mekanis khususnya alat muat dan alat angkut dilakukan dengan mempertimbangkan faktor-faktor yang mempengaruhi terhadap produksi. Produksi yang tidak tercapai pada penambangan *ore/waste* dapat terjadi karena beberapa faktor. Salah satu penyebab utama tidak tercapainya target produksi pada bulan Januari – April 2018 adalah kapasitas produksi alat muat yang beroperasi pada penambangan *ore/waste* tidak dapat mencukupi produksi yang diinginkan. Hal itu terjadi setelah adanya kerusakan pada alat muat *excavator backhoe* CAT 390D dengan kapasitas *bucket* 6m³, yang kemudian digantikan dengan alat muat *excavator backhoe* Volvo EC480DL dengan kapasitas *bucket* 3,1m³. Suatu kegiatan penambangan merencanakan kebutuhan alat muat dan alat angkut dari mulai perencanaan jangka panjang (*long term*), jangka menengah (*mid term*), dan jangka pendek (*short term*). Perencanaan berjangka dilakukan agar kegiatan penambangan dapat berjalan dengan baik. Data produksi menyebutkan bahwa pada bulan Januari – April 2018 target produksi yang tercapai pada penambangan *ore* dan *waste* adalah 80%. Artinya, ada sebanyak 20% material *ore* dan *waste* yang direncanakan ditambang tetapi tidak terealisasi. Target produksi yang belum tercapai pada bulan tersebut direncanakan akan dialihkan kepada bulan berikutnya. Pengalihan target produksi dilakukan untuk memenuhi target produksi pada tahun 2018. Target produksi yang direncanakan adalah 2.642.879 ton *ore* dan 3.455.181 ton *waste* atau sebesar 6.088.060 ton total material yang harus ditambang. Perencanaan kebutuhan alat muat dan alat angkut melibatkan beberapa parameter seperti pemilihan alat, pencocokan alat, memilih tipe alat angkut, dan menentukan jumlah alat.

Perencanaan kebutuhan alat muat dan alat angkut pada bulan Mei - Desember 2018 dilakukan dengan mempertimbangkan beberapa faktor. Cristina N. Burt (2008) menyebutkan beberapa faktor dalam perencanaan kebutuhan alat seperti metode penambangan yang digunakan, target produksi yang harus dicapai, spesifikasi alat, melakukan pencocokan alat, dan memilih tipe alat angkut yang cocok sehingga didapatkan jumlah dan kombinasi alat muat dan alat angkut yang efektif dan efisien. Faktor lain seperti metode pemuatan, geometri dan kondisi jalan angkut, sifat material dan *swell factor*, faktor pengisian *bucket*, dan efisiensi kerja alat muat dan alat angkut. Faktor-faktor tersebut akan dibahas dengan lebih rinci di bawah ini.

4.1. Perencanaan Kebutuhan Alat Muat dan Alat Angkut

4.1.1. Perencanaan Kebutuhan Alat Muat

Perencanaan alat muat merupakan langkah awal yang dilakukan dalam merencanakan kebutuhan alat. Perencanaan kebutuhan jumlah alat muat dilakukan dengan memperhatikan beberapa faktor yang mempengaruhi produksi alat muat. Faktor-faktor yang mempengaruhi yaitu waktu edar (*cycle time*), kapasitas *bucket*, *bucket fill factor* (BFF), *swell factor* (SF), dan waktu efisiensi kerja alat muat.

Waktu edar (*cycle time*) alat muat rencana didapatkan dengan menghitung rata-rata waktu edar alat muat di lapangan. Tujuan dilakukan perencanaan waktu edar rata-rata adalah untuk melakukan pendekatan terhadap waktu edar aktual yang terjadi di lapangan dengan kondisi alat, kondisi *loading point*, dan kondisi material yang ada di lapangan. Waktu edar rencana alat muat *excavator backhoe* CAT 390D dan *excavator backhoe* Volvo EC480DL berturut-turut adalah 0,4 menit dan 0,34 menit. Secara umum, alat muat dengan kapasitas lebih besar akan memiliki waktu edar alat yang lebih besar dibandingkan dengan kapasitas yang lebih kecil.

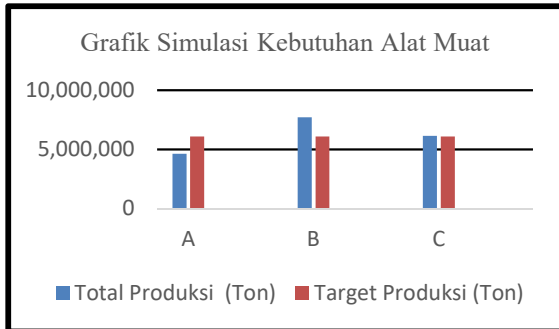
Kapasitas atau kemampuan suatu *bucket* untuk memuat jumlah material ditentukan berdasarkan spesifikasi dari alat muat. Spesifikasi *bucket* yang digunakan pada daerah penelitian adalah 6 m³ untuk *excavator backhoe* CAT 390D dan 3,1 m³ untuk *excavator backhoe* Volvo EC480DL. Jumlah material yang dimuat tergantung kepada *bucket fill factor* (BFF). BFF didapatkan dari hasil pengamatan secara visual di lapangan yaitu 1,04. Maksud dari nilai tersebut adalah volume material yang dimuat melebihi kapasitas *bucket struck* atau faktor pengisian *bucket* dalam keadaan memunjung (*heaped*).

Material yang dimuat merupakan material hasil kegiatan peledakan. Material hasil peledakan mengalami pengembangan dikarenakan adanya penambahan volume dengan berat yang sama. Berdasarkan hasil perhitungan bobot isi *loose* dan

bobot isi *insitu* faktor pengembangan material (*swell factor*) adalah 0,71, atau dengan kata lain batuan mengalami penambahan volume sebesar 41% dari volume sebelum terbungkar.

Faktor lain yang mempengaruhi produksi alat muat adalah waktu kerja efektif. Perencanaan waktu kerja efektif dipengaruhi oleh faktor-faktor yang menyebabkan terjadinya kehilangan waktu kerja akibat terjadinya *idle/delay*. Waktu kehilangan akibat perawatan alat didapatkan dengan perencanaan waktu terjadwalkan yang direncanakan oleh Departemen Maintenance di tempat penelitian. Pada penelitian ini waktu kehilangan (*operating delay hours*) merujuk pada hasil dari penelitian sebelumnya. Waktu kerja efektif hasil perencanaan untuk alat muat *excavator backhoe* CAT 390D dan *excavator backhoe* Volvo EC480DL berturut-turut 2.019,78 jam dan 1.640,52 jam. Dalam perencanaan waktu perawatan alat tidak dilakukan penyesuaian jadwal waktu perawatan alat muat dan alat angkut. Kelemahannya adalah tidak dapat memperkirakan waktu alat menjalani perawatan yang berakibat pada ketersediaan jumlah alat yang ada.

Perencanaan jumlah kebutuhan alat muat dilakukan dengan menggunakan simulasi terhadap ketercapaian produksi alat muat. Perencanaan kebutuhan alat muat dapat dilihat pada Tabel 4.5. Simulasi jumlah alat muat memiliki tiga kemungkinan dengan jumlah dan kombinasi yang berbeda (Gambar 5.1). Simulasi A terdiri dari 1 unit *excavator backhoe* CAT 390D dan 1 unit *excavator backhoe* Volvo EC480DL. Simulasi A menggambarkan jumlah alat muat yang ada dan digunakan saat ini di tempat penelitian. Rencana produksi alat muat untuk simulasi A sebesar 4.611.413,52 ton *ore* dan *waste*, atau ketercapaian produksi yang tercapai sebesar 76% dari jumlah total target produksi yang direncanakan. Simulasi B terdiri dari 2 unit *excavator backhoe* CAT 390D dan 1 unit *excavator backhoe* Volvo EC480DL. Simulasi B menggambarkan adanya penambahan alat muat *excavator backhoe* CAT 390D sebanyak 1 unit. Rencana produksi yang dihasilkan dari simulasi B adalah sebesar 7.698.672,24 ton *ore* dan *waste*, atau ketercapaian produksi yang tercapai sebesar 126%. Simulasi C menggambarkan adanya penambahan alat muat *excavator backhoe* Volvo EC480DL sebanyak 1 unit. Rencana produksi yang dihasilkan dari simulasi C adalah 6.135.568,32 ton *ore* dan *waste*, atau ketercapaian produksi yang tercapai sebesar 101%.



Gambar 5.1

Grafik Simulasi Kebutuhan Alat Muat pada Penambangan Ore dan Waste

Secara teknis, simulasi yang dapat memenuhi target produksi pada bulan Mei-Desember 2018 adalah simulasi B dan simulasi C. Pada pemilihan kebutuhan alat muat dipilih simulasi B karena ketercapaian produksi simulasi B lebih besar dari simulasi C sehingga dalam penggunaannya dapat lebih maksimal.

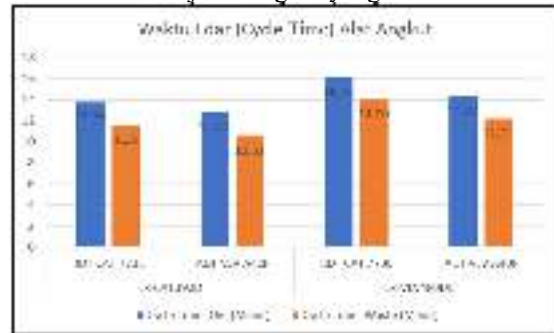
4.1.2. Perencanaan Kebutuhan Alat Angkut

Perencanaan kebutuhan alat angkut didapatkan dengan menggunakan persamaan faktor keserasian (*match factor*) alat muat dan alat angkut. Faktor-faktor yang mempengaruhi keserasian alat (*match factor*) yaitu waktu edar alat muat, waktu edar alat angkut, jumlah alat muat, dan jumlah alat angkut. Waktu tetap seperti waktu pemuatan material ke truk, waktu manuver di tempat pemuatan, waktu manuver di tempat penumpahan, dan waktu penumpahan material didapatkan dengan melakukan pendekatan waktu rata-rata di lapangan. Waktu *variable* didapatkan dengan pendekatan perhitungan kecepatan rata-rata alat angkut secara teoritis. Perhitungan kecepatan rata-rata diperoleh dari kecepatan maksimum alat angkut pada suatu segmen. Menurut standar operasional prosedur (SOP) di tempat penelitian, kecepatan maksimum yang diperbolehkan setiap melewati segmen jalan angkut adalah 30 km/jam. Diasumsikan setiap segmen memiliki kondisi jalan angkut yang sama. Kondisi jalan angkut dilakukan dengan pengamatan jalan angkut tambang secara visual. Jalan angkut tambang memiliki kondisi permukaan yang cukup halus/rata, sedikit terdapat material (*spoil*) hasil dari kegiatan pengangkutan, ada beberapa gelombang pada segmen tertentu dan selalu dilakukan perawatan yang rutin. Berdasarkan hasil pengamatan di lapangan kemudian dicocokkan dengan Tabel C.1 didapatkan nilai *rolling resistance* 2,5%.

Jalan angkut pengangkutan ore memiliki panjang 1,96 km dibagi menjadi 16 segmen jalan yang terdiri dari segmen A-B sampai segmen P-Q. Jalan angkut pengangkutan waste memiliki panjang 1,49 km dibagi menjadi 9 segmen jalan yang terdiri dari segmen A-B sampai dengan segmen I-J. Penentuan kecepatan rata-rata menggunakan

kecepatan rata-rata alat angkut yang paling lambat, karena tidak dimungkinkan pada saat operasi penambangan alat angkut untuk saling mendahului. Kecepatan rata-rata teoritis pada pengangkutan ore (*loaded*) adalah 20,69 km/jam, sedangkan pada kembali kosong (*empty*) adalah 24,97 km/jam. Kecepatan rata-rata pada pengangkutan waste (*loaded*) adalah 19,88 km/jam, sedangkan pada kembali kosong (*empty*) adalah 23,97 km/jam. Kecepatan rata-rata alat angkut secara teoritis memenuhi kriteria yang ada yaitu tidak melebihi 30 km/jam. Kecepatan rata-rata alat angkut digunakan sebagai waktu *variable* dalam perhitungan waktu edar (*cycle time*) alat angkut. Waktu edar (*cycle time*) alat angkut dapat dilihat pada Gambar 5.2.

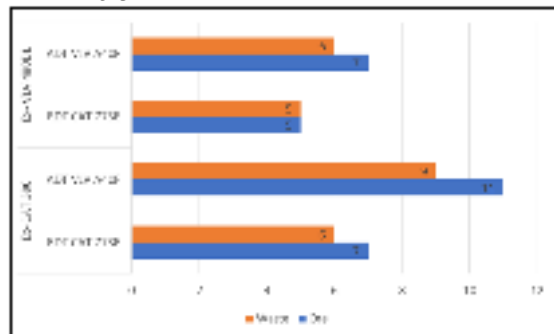
Perbedaan waktu edar (*cycle time*) pada alat angkut yang sejenis diakibatkan oleh perbedaan waktu pemuatan material, sedangkan perbedaan waktu edar (*cycle time*) pada pengangkutan ore dan waste diakibatkan oleh jarak angkut yang berbeda.



Gambar 5.2

Grafik Waktu Edar (Cycle Time) Alat Angkut

Waktu edar alat angkut kemudian digunakan dalam perhitungan perencanaan kebutuhan alat angkut. Perencanaan kebutuhan jumlah alat angkut dilakukan dengan perhitungan *match factor*. Perhitungan *match factor* melibatkan dua tipe alat muat dan alat angkut yang berbeda seperti pada Gambar 5.3.



Gambar 5.3

Grafik Kebutuhan Jumlah Alat Angkut

4.2. Perencanaan Kombinasi Alat Muat dan Alat Angkut

Perencanaan kombinasi alat muat dan alat angkut dilakukan dengan simulasi terhadap kombinasi alat muat dan alat angkut. Simulasi kombinasi alat muat dan alat angkut dilakukan untuk mendapatkan

kombinasi alat yang memiliki faktor keserasian (*match factor*) mendekati 1 (serasi). Pemilihan kombinasi alat angkut adalah memilih alat angkut yang paling cocok dengan alat muat. Pemilihan ini dilakukan dengan membandingkan produktifitas alat angkut yang dapat dilihat pada Tabel 4.4. Produktifitas alat angkut *rigid dump truck* CAT 773E lebih besar ketika dimuat oleh *excavator backhoe* CAT 390D. Produktifitas alat angkut *articulated dumptruck* Volvo A40F lebih besar produktifitasnya ketika dimuat oleh alat muat *excavator backhoe* Volvo EC480DL. Secara nilai produktifitas maka diprioritaskan untuk alat muat *excavator backhoe* CAT 390D melayani alat angkut *rigid dump truck* CAT 773E dan alat muat *excavator backhoe* Volvo EC480DL melayani alat angkut *articulated dumptruck* Volvo A40F. Kombinasi alat muat dan alat angkut yang menggunakan simulasi terhadap faktor keserasian (*match factor*) alat menggunakan perhitungan *heterogenous truck fleet* (Tabel 4.7 sampai Tabel 4.10). *Heterogeneous truck fleet* digunakan karena penggunaan alat angkut di lapangan menggunakan dua tipe alat angkut yang berbeda. Dari banyaknya simulasi dipilih kombinasi alat muat dan alat angkut yang mendekati nilai 1. Rencana kombinasi alat angkut pada penambangan *ore/waste* menggunakan simulasi yang dilakukan dengan merubah variabel x1 (RDT CAT 773E) dan x2 (ADT Volvo A40F) pada tabel kombinasi alat angkut. Kemungkinan kombinasi alat angkut dapat dilihat pada Tabel 5.1 dan Tabel 5.2.

Tabel 4.1

Kombinasi Alat Muat dan Alat Angkut untuk Penambangan *Ore*

Tipe Alat Muat	Tipe Alat Angkut	Jumlah Alat Angkut (Unit)	MF
Ex-CAT390D	OHT CAT 773E	6	0,97
	ADT VLV A40F	1	
Ex-VLV480DL	OHT CAT 773E	3	0,97
	ADT VLV A40F	2	
Ex-VLV480DL	OHT CAT 773E	3	0,97
	ADT VLV A40F	2	

Tabel 4.2

Kombinasi Alat Muat dan Alat Angkut untuk Penambangan *Waste*

Tipe Alat Muat	Tipe Alat Angkut	Jumlah Alat Angkut (Unit)	MF
Ex-CAT390D	OHT CAT 773E	5	0,95
	ADT VLV A40F	1	
Ex-VLV480DL	OHT CAT 773E	0	0,97
	ADT VLV A40F	5	
Ex-VLV480DL	OHT CAT 773E	0	0,97
	ADT VLV A40F	5	

Kombinasi alat muat dan alat angkut pada penambangan *ore* dan *waste* dipilih yang memiliki faktor keserasian (*match factor*) kurang dari satu (<1). Nilai faktor keserasian (*match factor*) kurang dari satu artinya alat angkut bekerja 100% dan alat muat bekerja kurang dari 100% (menunggu). Pada saat alat muat menunggu alat angkut, ada kemungkinan alat muat untuk merapihkan *front* atau berpindah posisi.

V. PENUTUP

5.1. Kesimpulan

Berdasarkan hasil pembahasan bab sebelumnya dapat disimpulkan bahwa:

1. Rencana kebutuhan alat muat dan alat angkut untuk memenuhi target produksi pada bulan Mei – Desember 2018 adalah sebagai berikut:
 - a. Rencana kebutuhan alat muat
 - 1) *Excavator backhoe* CAT 390D sebanyak 2 unit
 - 2) *Excavator backhoe* Volvo EC480DL sebanyak 1 unit.
 - b. Rencana kebutuhan alat angkut
 - 1) Pada penambangan *ore* sebanyak 7 unit
 - 2) Pada penambangan *waste* sebanyak 11 unit.
2. Rencana kombinasi alat muat dan alat angkut adalah sebagai berikut:
 - a. Kombinasi pada penambangan *ore*, yaitu:
 - 1) 1 *excavator backhoe* CAT 390D dengan alat angkut RDT CAT 773E sebanyak 6 unit dan ADT Volvo A40F sebanyak 1 unit.
 - b. Kombinasi pada penambangan *waste*, yaitu:
 - 1) 1 *excavator backhoe* CAT 390D dengan alat angkut RDT CAT 773E sebanyak 5 unit dan ADT Volvo A40F sebanyak 1 unit.
 - 2) 1 *excavator backhoe* Volvo EC480DL dengan alat angkut ADT Volvo A40F sebanyak 5 unit.

5.2. Saran

Saran pada penelitian ini adalah:

1. Diperlukan perencanaan kesediaan alat yang disesuaikan dengan jadwal perawatan alat muat dan alat angkut.
2. Alat muat dan alat angkut yang dibutuhkan adalah 2 unit *excavator backhoe* CAT 390D, 1 unit *excavator backhoe* Volvo EC480DL, 11 unit RDT CAT 773E, dan 7 unit ADT Volvo A40F.

VI. DAFTAR PUSTAKA

- Aykul H., & Yalcm E., 2007, “*Equipment Selection for High Selective Excavation Surface Coal Mining*”, Department of Mining Engineering, Izmir, Turkey.
- Bozorgebrahimi E., 2004, “*The Evaluation of Haulage Truck Size Effects on Open Pit Mining*”, Department of Mining Engineering, The University of British Columbia, Columbia.

- Burt C. N, 2008, “*An Optimisation Approach to Materials Handling in Surface Mines*”, Curtin University of Technology, Australia.
- Burt C. N., Caccetta L., Hill S. & Welgama P., 2005, “*Models for Mining Equipment Selection*”, Curtin University of Technology & Rio Tinto Technical Services, Australia.
- Burt C. N. & Caccetta L., 2018, “*Equipment Selection for Mining: With Case Studies*”, Volume 150, University of Melbourne & Curtin University Bentley, Australia.
- Caterpillar, 2013, “*Caterpillar Performance Handbook*”, Edition 43, U.S.A
- Caterpillar, 2013, “*Surface Mining Primary Loading Tool*”, Selection Guide, Caterpillar.
- Fisonga M. & Mutambo V., 2017, “*Optimization of The Fleet per Shovel Productivity in Surface Mining: Case Study of Chilanga Cement*”, Mining Engineering Department, The Higher Institute of Mining and Metallurgy of Moa (ISMM), Cuba.
- Hustrulid, W. & Kuchta, M., 2013, “*Open Pit Mine Planning and Design : Vol. 1- Fundamentals*”, Chapter 4. AA Balkema, Netherland.
- Kaufman W.W. & J.C. Ault, 1997, “*Design of Surface Mine Haulage Roads-A Manual*”, USBM IC 8758.
- Lanly J.P., 1998, “*Watershed Management Field Manual: Road Design and Construction in Sensitive Watersheds*”, FAO Conservation Guide 13/5, Rome.
- Monenco, 1989, “*Design Manual for Surface Mine Haul Roads*”, Monenco Consultants Limited, Calgary, Alberta.
- Ortiz Carlos E. A., Curi Adilson & Campos Pedro H., 2014, “*The Use of Simulation in Fleet Selection and Equipment Sizing in Mining*”, Federal University of Minas Gerais, Brazil.
- Seelye E.E., 1945, “*Design Data Book for Civil Engineers*”, Vol 1, New York: John Wiley.
- Tannant D. Dwayne & Regensburg Bruce, 2001, “*Guidelines For Mine Haul Road Design*”, School of Mining and Petroleum Engineering. University of Alberta, Edmonton, Canada.
- Thompson R.J., 1996, “*The Design and Maintenance of Surface Mine Haul Roads*”, University of Pretoria, South Africa.
- Thompson R.J., 2013, “*Principles of Mine Haul Road Design and Construction*”, Vol 5, University of Pret
- Volvo Construction Equipment, 2018, “*Brochure Volvo Excavator*”, Volvo Construction Equipment.
- Volvo Construction Equipme, 2018, “*Brochure Volvo Articulated Haulers*”, Volvo Construction Equipment.

**Kajian Teknis Produksi Alat Gali Muat Volvo EC 480DL dan Alat Angkut DT CWE
Quester 28064R Bulan September 2018 di Operasi Penambangan Batubara
4 Satker Penbara Blok Timur PT. Bukit Asam Tbk
Kabupaten Muara Enim Provinsi Sumatra Selatan**

Kresno, Faizal Agnetto, Sudaryanto

UPN “Veteran” Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55238

ABSTRACT

PT Bukit Asam Tbk, is a state-owned coal mining company that has an operating area in Tanjung Enim, Muara Enim Regency, South Sumatra, with a Mining business license of 15,421 Ha. Mining activities at PT. Bukit Asam Tbk, uses an open pit system with the open pit method. At present the Tanjung Enim Mining Unit (UPTE) operates in three locations (sites), namely the Air Laya Mine (TAL), Muara Tiga Besar and Banko Barat. Banko Barat Mine is also the location of this research in the 4 East Block Coal Handling Operation. The loading process in Coal Handling Operations uses 1 Volvo EC 480 DL excavator unit and the transportation process uses 9 units of Quester 28064R CWE dump trucks. The distance from the temporary stock to the direct stock is 3.4 km.

At present PT Bukit Asam Tbk, has a coal production target of 150,000 tons / month when it becomes a consideration at this time that the production target has not been achieved. The actual production of the loading digger is 119,011 tons / month and for transportation equipment is 115,863 tons / month. After discussing the study of opposing coal production targets, at the moment it has not been approved because the work time and work efficiency are not optimal, and the harmony factor is not optimal.

The results of research in the field of results that increase coal production can be increased by increasing work efficiency and work efficiency. Current work efficiency for Volvo EC 480 DL excavators is 77%, while for CWE Quester 28064R dump trucks is 75%. After improving the effective working time, the work efficiency of the Volvo EC 480 DL excavator was increased by 83% and the CWE Quester 28064R dump truck was 83%, so as to increase the production of mechanical devices from the results at present. Production of digging equipment became 128,913 tons / month and the production of transportation equipment became 128,752 tons / month.

Although improvements have been made to effective working time and work efficiency, production has still not been approved. So from that the results of the study of the compatibility of work factors from the combination of loading and unloading equipment and transportation equipment used. At this time, the work harmony factor is obtained at 0.76 which provides information about the amount received by the loading and unloading equipment against the delay of the conveyance to return to temporary stock. After being able to calculate, it is necessary to have 2 units of CWE Quester 28064R dump truck transportation so that the compatibility factor is 0.93. After allocating these units of production equipment to 157,364 tons / month and the production of loading and unloading equipment was 157,560 tons / month. Determining coal production targets with dumping locations to live stock of 150,000 tons / month can be fulfilled.

RINGKASAN

PT Bukit Asam Tbk, merupakan perusahaan tambang batubara milik negara yang memiliki daerah operasi di Tanjung Enim, Kabupaten Muara Enim, Sumatera Selatan, dengan izin usaha Pertambangan 15.421 Ha. Kegiatan penambangan di PT. Bukit Asam Tbk, menggunakan sistem tambang terbuka dengan metode open pit. Pada saat ini Unit Penambangan Tanjung Enim (UPTE) beroperasi di tiga lokasi (*site*), yaitu Tambang Air Laya (TAL), Muara Tiga Besar dan Banko Barat. Tambang Banko Barat sekaligus menjadi lokasi penelitian ini sendiri berada di Operasi Penanganan Batubara 4 Blok Timur. Proses pemuatan di Operasi Penanganan Batubara menggunakan 1 unit *excavator* Volvo EC 480 DL dan proses pengangkutan menggunakan 9 unit *dump truck* CWE Quester 28064R. Jarak angkut dari *temporary stock* menuju *live stock* adalah 3,4 km.

Pada saat ini PT Bukit Asam Tbk, memiliki target produksi batubara sebesar 150.000 ton/bulan sekaligus menjadi permasalahan saat ini mengenai belum tercapainya target produksi tersebut. Produksi aktual saat ini dari alat gali muat sebesar 119.011 ton/bulan dan untuk alat angkut sebesar 115.863 ton/bulan. Setelah dilakukannya kajian mengenai hambatan pencapaian target produksi batubara, pada saat ini belum tercapai karena belum optimalnya waktu kerja efektif dan efisiensi kerja, serta faktor keserasian yang belum optimal. Hasil penelitian di lapangan dari rangkaian yang mempengaruhi pencapaian produksi batubara dapat ditingkatkan dengan melakukan perbaikan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja. Efisiensi kerja saat ini untuk

excavator Volvo EC 480 DL yaitu 77%, sedangkan untuk *dump truck* CWE Quester 28064R yaitu 75%. Setelah dilakukan perbaikan waktu kerja efektif didapatkan peningkatan efisiensi kerja dari *excavator* Volvo EC 480 DL sebesar 83% dan *dump truck* CWE Quester 28064R sebesar 83%, sehingga mampu meningkatkan produksi alat mekanis dari pencapaian pada saat ini. Produksi alat gali muat menjadi 128.913 ton/bulan dan produksi alat angkut menjadi 128.752 ton/bulan.

Meskipun sudah dilakukan perbaikan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja, produksi masih belum tercapai juga. Maka dari itu dilakukannya kajian mengenai faktor keserasian kerja dari kombinasi alat gali muat dan alat angkut yang digunakan. Pada saat ini faktor keserasian kerja didapatkan sebesar 0,76 yang memberikan informasi bahwa adanya waktu tunggu yang dialami oleh alat gali muat terhadap keterlambatan alat angkut untuk kembali ke *temporary stock*. Setelah dilakukannya perhitungan dapat disimpulkan perlu adanya penambahan 2 unit alat angkut *dump truck* CWE Quester 28064R sehingga faktor keserasian menjadi 0,93. Setelah penambahan unit alat angkut ini produksi alat angkut menjadi 157.364 ton/bulan dan produksi alat gali muat sebesar 157.560 ton/bulan. Sehingga target produksi batubara dengan lokasi *dumping* menuju *live stock* sebesar 150.000 ton/bulan dapat terpenuhi.

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

PT Bukit Asam Tbk, merupakan perusahaan tambang batubara milik negara yang memiliki daerah operasi di Tanjung Enim, Kabupaten Muara Enim, Sumatera Selatan, dengan izin usaha Pertambangan 15.421 Ha. Pada saat ini Unit Penambangan Tanjung Enim (UPTE) beroperasi di tiga lokasi (*site*), yaitu Tambang Air Laya (TAL), Muara Tiga Besar dan Banko Barat.

Tambang Banko Barat sekaligus menjadi lokasi penelitian ini sendiri berada di Operasi Penanganan Batubara 4 Blok Timur yang melakukan kegiatan pemindahan batubara dari *Temporary Stock* ke *Live Stock* dengan mengkombinasikan *excavator* dan *truck* dalam kegiatan pemindahan batubaranya. Target produksi batubara yang ditetapkan perusahaan pada Operasi Penanganan Batubara 4 (yang selanjutnya disebut OPB 4) Blok Timur adalah sebesar 150.000 ton/bulan dari kombinasi alat gali muat batubara yang digunakan yaitu *excavator* Volvo EC 480 DL serta alat angkut *dump truck* CWE Quester 28064R. Berdasarkan kenyataan di lapangan target produksi setiap bulannya belum tercapai. Oleh karena itu dilakukan kajian terhadap produksi alat gali muat dan alat angkut untuk mengetahui penyebab tidak tercapainya target produksi dan mengupayakan target produksi yang direncanakan tetap tercapai.

1.2. Permasalahan

Permasalahan yang terjadi yaitu :

1. Adanya beberapa faktor yang menyebabkan belum tercapainya target produksi batubara yang sudah ditentukan oleh perusahaan.
2. Belum terpenuhinya target produksi batubara sebesar 150.000 ton/bulan.
3. Belum optimalnya faktor keserasian kerja antara alat gali muat dan alat angkut.

1.3. Tujuan Penelitian

Tujuan dari penelitian ini adalah untuk :

1. Menghitung produksi alat gali muat dan alat angkut yang beroperasi di *Temporary Stock*.

2. Mengkaji hambatan pencapaian target produksi batubara.
3. Melakukan upaya peningkatan produksi dengan mengoptimalkan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja alat gali muat dan alat angkut.
4. Melakukan upaya peningkatan produksi dengan mengoptimalkan faktor keserasian kerja antara alat gali muat dan alat angkut.

1.4. Batasan Masalah

Batasan masalah pada penelitian ini adalah :

1. Lokasi penelitian dan pengambilan data berada di Operasi Penanganan Batubara 4 Blok Timur dengan lokasi *dumping* menuju *Live Stock*.
2. Penelitian dibatasi pada permasalahan teknis kerja alat gali muat *excavator* Volvo EC 480 DL, dan alat angkut *dump truck* CWE Quester 28064R pada proses pemuatan dan pengangkutannya.
3. Penelitian difokuskan pada faktor keserasian kerja alat mekanis serta pola pemuatan yang dilakukan alat mekanis dan tidak membahas ekonomi.
4. Penelitian ini tidak mengkaji daya dukung tanah dan kemampuan *crusher*.

1.6. Manfaat Penelitian

Hasil dari penelitian ini diharapkan dapat digunakan oleh perusahaan sebagai acuan dalam mengoptimalkan kinerja alat mekanis dalam upaya pencapaian target produksi batubara dari alat gali muat dan alat angkut yang akan beroperasi pada penambangan batubara di PT. Bukit Asam Tbk.

II TINJAUAN UMUM

Secara administrasi termasuk dalam wilayah Tanjung Enim, Kecamatan Lawang Kidul, Kabupaten Muara Enim, Provinsi Sumatera Selatan dan secara astronomis berada di 3° 42' 30" - 4° 12' 30" LS dan 103° 14' 07" - 103° 42' 10" BT (lihat Gambar 2.1).

Perusahaan memegang Hak Izin Usaha Pertambangan (IUP) dengan luas 66.414 Ha untuk Unit Pertambangan Tanjung Enim (UPTE) yang terdiri dari Tambang Air Laya, Tambang Muara Tiga Besar dan Tambang Banko Barat yang terbagi menjadi Pit 1, Pit 2 dan Pit 3. Batas daerah penelitian secara administrasi adalah sebagai berikut :

- a. Sebelah utara, berbatasan dengan Kabupaten Musi Banyuwasin.
- b. Sebelah Timur, berbatasan dengan Kabupaten Ogan Komering Ilir.
- c. Sebelah barat, berbatasan dengan Kabupaten Lahat.
- d. Sebelah Selatan, berbatasan dengan Kabupaten Ogan Komering Ulu.

III DASAR TEORI

3.1 Sifat Fisik Material

Sifat fisik material ini berpengaruh besar terhadap operasi alat-alat mekanis, terutama dalam menentukan jenis alat yang akan digunakan dan taksiran produksinya. Beberapa sifat fisik yang penting untuk diperhatikan adalah :

- a. Densitas Material
- b. Bentuk material
- c. Kekerasan Material
- d. Kelengketan Material

3.1.1 Faktor Pengembangan Material

Yang dimaksud dengan pengembangan material adalah perubahan volume material apabila material tersebut dirubah dari bentuk aslinya. Di alam material didapati dalam keadaan padat sehingga hanya sedikit bagian-bagian yang kosong yang terisi udara diantara butir-butirnya. Apabila material tersebut digali dari tempat aslinya, maka akan terjadi pengembangan volume. Untuk menyatakan besarnya pengembangan volume ada dua hal yang bisa dihitung yaitu :

- a) Faktor Pengembangan (*Swell Factor*)
- b) Persen Pengembangan (*Percent Swell*)

3.1.2 Faktor Pengisian Mangkuk (*Bucket Fill Factor*)

Faktor pengisian mangkuk disebut juga sebagai *bucketfill factor*. Faktor pengisian mangkuk (*bucket*) adalah perbandingan antara volume material yang dapat ditampung oleh mangkuk terhadap volume mangkuk secara teoritis. Semakin besar faktor pengisian maka semakin besar pula kemampuan nyata dari alat tersebut.

Untuk menghitung faktor pengisian digunakan persamaan sebagai berikut:

$$BFF = \frac{V_n}{V_d} \times 100\%$$

Keterangan :

BFF = *Bucket Fill Factor*

V_n = Volume nyata alat muat, m^3

V_d = Volume teoritis alat muat, m^3

3.2 Kondisi *Front Kerja*

Front kerja yang luas akan memperkecil waktu edar alat. Dengan ruang gerak yang cukup luas, berbagai pengambilan posisi dapat dilakukan dengan mudah, seperti untuk berputar, mengambil posisi sebelum diisi muatan atau penumpahan serta untuk kegiatan pemuatan. Dengan demikian alat tidak perlu maju mundur untuk mengambil posisi karena ruang gerak cukup luas. Untuk alat angkut, kondisi jalan seperti kekerasan, kehalusan, kemiringan dan lebar jalan sangat berpengaruh terhadap waktu edarnya. Waktu edar alat angkut akan berbeda-beda apabila alat tersebut dioperasikan pada kondisi jalan yang diperkeras, halus dan tanjakan, maupun turunan.

3.3 Pola Pemuatan

Untuk memperoleh hasil yang sesuai dengan target produksi maka pola pemuatan merupakan salah satu faktor yang mempengaruhi waktu edar alat.

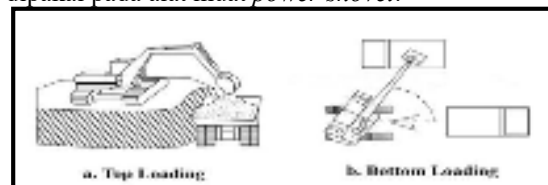
3.3.1 Pola Pemuatan Berdasarkan dari posisi Truk
Pola pemuatan berdasarkan dari posisi *dumptruck* untuk dimuati hasil galian *backhoe* (pola galian muat), yaitu :

a. *Top loading*

Excavator melakukan penggalian dengan menempatkan dirinya diatas jentang atau posisi *dumptruck* berada disatu level dibawah *backhoe*. Cara ini hanya dipakai pada alat muat *excavator backhoe*. Selain itu keuntungan yang diperoleh yaitu operator lebih leluasa untuk melihat bak dan menempatkan material (Gambar 3.1).

b. *Bottom loading*

Dimana posisi truk dan *backhoe* berada pada satu level (sama-sama diatas jentang). Merupakan pola pemuatan yang mana kedudukan alat muat sejajar dengan kedudukan alat angkut (posisi alat muat sama tingginya dengan alat angkut). Cara ini dipakai pada alat muat *power shovel*.



Sumber : Yanto Indonesianto, 2014, *Pemindahan Tanah Mekanis : III-46*

Gambar 3.1

Pola *Top Loading* dan *Bottom Loading*

3.3.2 Pola Pemuatan Berdasarkan dari Jumlah Penempatan Posisi Truk

Berdasarkan dari jumlah penempatan posisi *dumptruck* untuk dimuati terhadap posisi *backhoe* (biasa disebut pola gali muat), yaitu :

a. *Single Back Up*

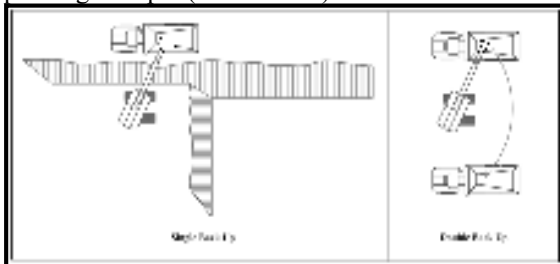
Yaitu *truck* memposisikan diri untuk dimuati pada satu tempat (Gambar 3.2).

b. *Double Back Up*

Yaitu *truck* memposisikan diri untuk dimuati pada dua tempat (Gambar 3.2).

c. *Triple Back Up*

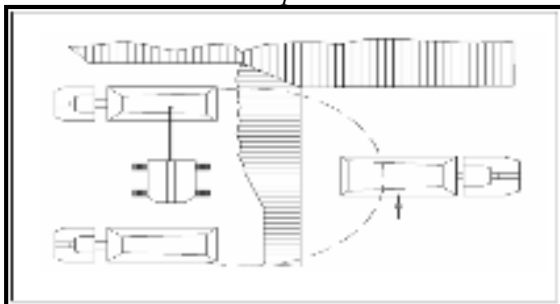
Yaitu *truck* memposisikan diri untuk dimuati pada tiga tempat (Gambar 3.3).



Sumber : Yanto Indonesianto, 2014, Pemindahan Tanah Mekanis : III-45

Gambar 3.2

Pola Gali-Muat *Single Back Up* dan *Double Back Up*



Sumber : Yanto Indonesianto, 2014, Pemindahan Tanah Mekanis : III-45

Gambar 3.3

Pola Gali Muat *Triple Back Up*

3.3.3 Pola Pemuatan Berdasarkan dari Posisi *Backhoe* terhadap *Front* Penggalian

Berdasarkan dari posisi alat muat terhadap *front* penggalian dan posisi alat angkut terhadap alat muat, dapat dibedakan menjadi tiga cara yaitu:

a. *Frontal Cut*

Alat gali muat berhadapan dengan muka jenjang atau *front* penggalian dan mulai menggali kedepan dan samping alat gali muat. Dalam hal ini digunakan *double spotting* dalam penempatan posisi truk. Alat gali muat memuat pertama kali pada truk sebelah kanan sampai penuh dan berangkat, setelah itu dilanjutkan pada truk sebelah kiri (Gambar 3.4).

b. *Parallel Cut With Drive-By*

Alat gali muat bergerak melintang dan sejajar dengan *front* penggalian. Pada metode ini, akses untuk alat angkut harus tersedia dari 2 (dua) akses dan berdekatan dengan lokasi penimbunan. Maka efisiensi tinggi untuk alat gali muat dan angkutnya, walaupun sudut putar rata-rata lebih besar daripada *frontal cut*, truk tidak perlu membelakangi alat gali muat dan *spotting* lebih mudah (Gambar 3.4).



Sumber : Yanto Indonesianto, 2014, Pemindahan Tanah Mekanis : III-47

Gambar 3.4

(A) *Frontal Cut* dan (B) *Parallel Cut With Drive-By*

3.4 Geometri Jalan Angkut

Geometri jalan yang memenuhi syarat adalah bentuk dan ukuran dari jalan tambang yang sesuai dengan tipe (bentuk, ukuran dan spesifikasi) alat angkut yang dipergunakan dan kondisi medan yang ada, sehingga dapat menjamin serta menunjang segi keamanan dan keselamatan operasi pengangkutan. Geometri jalan tersebut merupakan hal yang mutlak harus dipenuhi (Yanto Indonesianto, 2014). Beberapa faktor penunjang dalam pengoperasian peralatan mekanis, khususnya untuk alat angkut adalah kondisi dan dimensi jalan, yang meliputi lebar jalan lurus, lebar jalan pada tikungan maupun kemiringan dari jalan angkut, serta konstruksi jalan yang digunakan.

3.4.1 Lebar Jalan Angkut

Adapun lebar jalan yang harus diperhatikan untuk jalan angkut yaitu:

a. Lebar pada jalan lurus

Penentuan lebar jalan angkut minimum untuk jalan lurus dengan persamaan sebagai berikut :

$$L = (n \times Wt) + (n + 1)(0,5 \times Wt); \text{ meter}$$

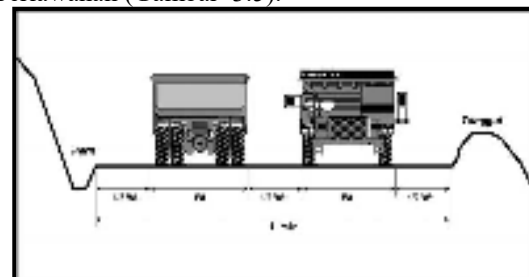
Keterangan:

L = Lebar minimum jalan angkut lurus, meter

N = Jumlah jalur

Wt = Lebar alat angkut total, meter

Perumusan diatas hanya digunakan untuk perhitungan lebar jalan angkut dua jalur. Nilai 0,5 pada rumus diatas menunjukkan bahwa ukuran aman kedua kendaraan berpapasan adalah sebesar 0,5 Wt, yaitu setengah lebar terbesar dari alat angkut yang bersimpangan. Ukuran 0,5 Wt juga digunakan untuk jarak dari tepi kanan atau kiri jalan ke alat angkut yang melintasi secara berlawanan (Gambar 3.5).



Sumber : Waterman S.B, 2017, *Perencanaan Tambang : 75*
Gambar 3.5

Lebar Jalan Angkut Lurus untuk Dua Jalur

b. Lebar Pada Jalan Tikungan
Lebar jalan angkut pada tikungan selalu lebih besar daripada lebar pada jalan lurus (Gambar 3.6). Untuk jalur ganda, lebar minimum pada tikungan dihitung berdasarkan pada :

- 1) Lebar jejak ban
- 2) Lebar jantai atau tonjolan (*overhang*) alat angkut bagian depan dan belakang roda saat membelok
- 3) Jarak antara alat angkut yang bersimpangan
- 4) Jarak (spasi) alat angkut terhadap tepi jalan.

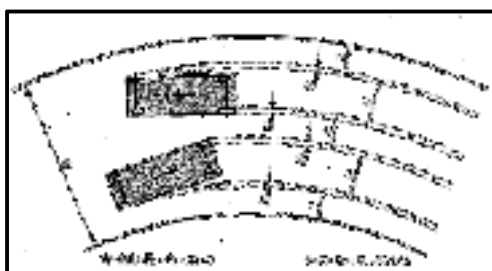
Perhitungan terhadap lebar jalan angkut pada tikungan atau belokan dapat menggunakan persamaan :

$$W = n(U + Fa + Fb + Z) + C$$

$$C = Z = \frac{1}{2}(U + Fa + Fb)$$

Keterangan :

- W = Lebar jalan angkut minimum pada tikungan, (meter)
n = Jumlah jalur
U = Jarak jejak roda kendaraan, (meter)
Fa = Selisih lebar jejak ban depan dan belakang saat tikungan dilihat dari depan (meter) = $Ad \times \sin \alpha$
Fb = Selisih lebar jejak ban depan dan belakang saat tikungan dilihat dari belakang (meter) = $Ab \times \sin \alpha$
Ad = Jarak as roda depan dengan bagian depan truk (meter)
Ab = Jarak as roda belakang dengan bagian belakang truk (meter)
 α = Sudut penyimpangan (belok) roda depan
C = Jarak antara dua truk yang akan bersimpangan (meter)
Z = Jarak sisi luar truk ke tepi jalan (meter)



Sumber : Yanto Indonesianto, 2014, *Pemindahan Tanah Mekanis : III-109*

Gambar 3.6

Lebar Jalan Angkut Dua Jalur pada Tikungan

3.4.2 Kemiringan Jalan Angkut

Kemiringan atau *grade* jalan angkut merupakan satu faktor penting yang harus diamati secara detail dalam kegiatan kajian terhadap kondisi jalan tambang tersebut. Hal ini dikarenakan kemiringan jalan angkut berhubungan langsung dengan

kemampuan alat angkut, baik dari pengereman maupun dalam mengatasi tanjakan. Kemiringan jalan umumnya dinyatakan dalam persen (%). Dalam pengertiannya, kemiringan 1 % berarti jalan tersebut naik atau turun 1 meter atau 1 ft untuk jarak mendatar 100 m atau 100 ft.

Gambar 3.7 berikut ini dapat digunakan untuk mempermudah dalam memahami keterangan pada perhitungan kemiringan (*grade*) jalan angkut.



Sumber : Waterman S.B, 2017, *Perencanaan Tambang : 80*

Gambar 3.7

Kemiringan Jalan Angkut

Kemiringan jalan angkut dapat dihitung dengan menggunakan rumus sebagai berikut (Indonesianto, 2014):

$$Grade (\alpha\%) = \frac{\Delta h}{\Delta x} \times 100\%$$

Keterangan :

- Δh = beda tinggi antara 2 titik yang diukur (m)
 Δx = jarak datar antara 2 titik yang diukur (m)
Secara umum kemiringan jalan maksimum adalah 10 % (Kaufman dan Ault, 1978).

3.5 Waktu Edar (Cycle Time)

Waktu edar adalah jumlah waktu yang diperlukan oleh alat mekanis baik alat muat maupun alat angkut untuk melakukan satu siklus kegiatan produksi dari awal sampai akhir dan siap untuk memulai lagi. Besarnya waktu edar dari alat-alat mekanis akan berbeda antara material yang satu dengan yang lainnya, hal ini tergantung dari jenis alat dan jenis serta sifat dari material yang ditangani.

2.5.1 Waktu Edar Alat Gali muat

Merupakan penjumlahan dari waktu menggali, waktu ayunan bermuatan, waktu menumpahkan material dan waktu ayunan kosong.

Waktu edar alat muat dapat dinyatakan dalam persamaan :

$$CT_m = T_{m1} + T_{m2} + T_{m3} + T_{m4}$$

Keterangan :

- CT_m = Total waktu edar alat gali muat (menit)
 T_{m1} = Waktu untuk mengisi muatan (menit)
 T_{m2} = Waktu ayunan bermuatan (menit)
 T_{m3} = Waktu untuk menumpahkan muatan (menit)
 T_{m4} = Waktu ayunan kosong (menit)

2.5.2 Waktu Edar Alat Angkut

Merupakan penjumlahan dari waktu mengatur posisi, waktu isi muatan, waktu angkutmuatan, waktu mengatur posisi untuk menumpahkan muatan, waktu tumpah, waktu kembali kosong. Secara sederhana dapat dilihat pada Gambar 3.8. Waktu edar alat angkut dapat dinyatakan dalam persamaan :

$$C_{ta} = Ta_1 + Ta_2 + Ta_3 + Ta_4 + Ta_5 + Ta_6$$

Keterangan :

C_{ta} = Total waktu edar alat angkut (menit)

Ta_1 = Waktu mengatur posisi untuk diisi muatan (menit)

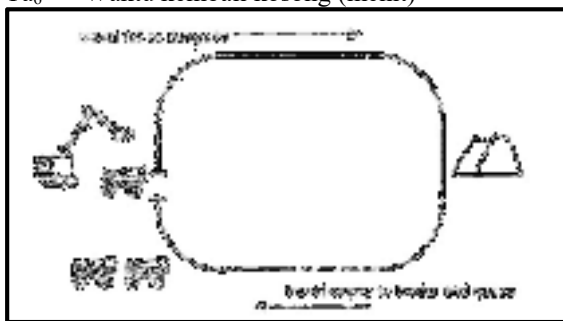
Ta_2 = Waktu diisi muatan (menit)

Ta_3 = Waktu mengangkut muatan (menit)

Ta_4 = Waktu mengatur posisi untuk menumpahkan muatan (menit)

Ta_5 = Waktu menumpahkan muatan (menit)

Ta_6 = Waktu kembali kosong (menit)



Sumber : C.N.Burt and L.Caccetta, 2007, *Match factor for heterogeneous truck and loader fleets* : vol 21

Gambar 3.8

Siklus Edar Alat Angkut

Waktu edar yang diperoleh setiap unit alat mekanis berbeda, hal ini dapat disebabkan oleh beberapa faktor yaitu :

- Kekompakan Material
- Kondisi Tempat Kerja
- Keadaan Jalan Angkut

2.6 Waktu Kerja Efektif

Waktu kerja efektif adalah tolak ukur yang dapat dipakai untuk menilai kerja alat mekanis, semakin besar waktu kerja efektif, maka efisiensi kerja alat mekanis akan meningkat. Efisiensi kerja merupakan penilaian terhadap pelaksanaan suatu pekerjaan atau merupakan perbandingan antara waktu yang dipakai untuk bekerja dengan waktu yang tersedia. Dalam perhitungannya digunakan *persentase* waktu kerja efektif (%). Beberapa faktor yang mempengaruhi efisiensi kerja adalah :

- Kondisi tempat kerja

Kondisi tempat kerja dalam hal ini adalah lokasi daerah penambangan dan kondisi jalan angkut sangat berpengaruh pada efisiensi kerja peralatan mekanis dalam kegiatan penambangan. Dengan kondisi tempat kerja yang baik maka alat mekanis dapat bekerja dengan optimal, lain halnya dengan kondisi tempat kerja yang buruk akan

mengakibatkan alat tidak dapat bekerja secara optimal.

- Kondisi cuaca

Dalam keadaan cuaca yang panas dan banyak debu sangat mengganggu kerja dari operator, sehingga dapat mempengaruhi kelincahan gerak peralatannya. Pada waktu musim hujan, kondisi tempat kerja dan jalan angkut yang tidak diperkeras akan menjadi berlumpur, sehingga peralatan mekanis yang dioperasikan tidak dapat bekerja secara optimal.

- Faktor manusia

Faktor manusia sangat mempengaruhi efisiensi kerja kegiatan penambangan, dalam hal ini adalah kedisiplinan dalam kegiatan pekerjaan. Dengan bekerja pada waktu yang telah ditentukan sesuai dengan jadwal yang telah ditentukan maka diharapkan efisiensi akan semakin meningkat. Sebaliknya dengan pekerja yang tidak disiplin maka efisiensi sangat berkurang sehingga sasaran produksi tidak tercapai. Peralatan mekanis akan menghasilkan persen pengisian yang tinggi apabila alat tersebut dioperasikan oleh operator yang terampil dan berpengalaman.

- Waktu Tunda

Waktu tunda dapat meliputi hambatan yang terjadi selama dilakukan kegiatan penambangan. Hal tersebut dapat mempengaruhi waktu kerja efektif.

Waktu kerja efektif merupakan waktu kerja yang digunakan untuk melakukan kerja atau waktu kerja yang tersedia yang sudah dikurangi dengan waktu hambatan kerja. Sedangkan waktu kerja tersedia adalah waktu yang diberikan dalam *shift* kerja secara keseluruhan tanpa memperhitungkan hambatan yang terjadi. Hambatan yang terjadi dibedakan menjadi 2 yaitu :

- Hambatan yang dapat dihindari.
Contoh : keterlambatan beroperasi, istirahat terlalu awal, dan lain-lain.
- Hambatan yang tidak dapat dihindari.
Contoh : hambatan cuaca, kerusakan alat.

Adanya hambatan yang terjadi selama jam kerja akan mengakibatkan waktu kerja efektif semakin kecil. Adapun rumus persamaannya adalah sebagai berikut :

$$W_{ke} = W_{kt} - W_{ht}$$

$$\text{Efisiensi kerja} = \frac{W_{ke}}{W_{kt}} \times 100\%$$

Keterangan:

W_{ke} = waktu kerja efektif, menit

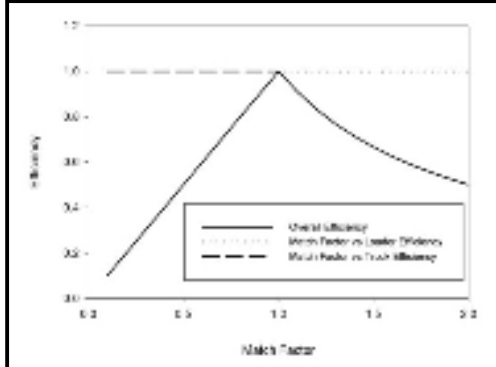
W_{kt} = waktu kerja tersedia, menit

W_{ht} = waktu hambatan, menit

3.7 Faktor Keserasian Kerja (*Match Factor*)

Faktor keserasian kerja (*match factor*) adalah angka yang menunjukkan tingkat keserasian kerja antara dua macam alat, yaitu alat gali muat dan alat angkut. Faktor keserasian dijabarkan sebagai perbandingan antara produksi alat angkut dibagi

dengan produksi alat gali muat. Faktor keserasian juga sangat berkaitan dengan efisiensi kerja dari alat mekanis. Gambar 3.9 menunjukkan perubahan dalam total efisiensi optimis dengan meningkatkan faktor keserasiannya. Faktor keserasian rendah (0,5) berpengaruh pada rendahnya efisiensi keseluruhan armada (50%), sementara efisiensi truk 100%. Kasus tersebut menunjukkan efisiensi alat gali muat < 100% dikarenakan keterlambatan dari alat angkut. Sedangkan faktor keserasian tinggi (1,5) menunjukkan bahwa alat gali muat bekerja maksimal (100%) dan truck mengalami antrean untuk di layani oleh alat gali muat. (Gambar 3.8).



Sumber : C.N.Burt and L.Caccetta, 2007, Match factor for heterogeneous truck and loader fleets : vol 21

Gambar 3.9

Perubahan Dalam Efisiensi Optimis dengan Faktor Keserasian

Apabila produksi alat angkut sama dengan produksi alat gali muat, maka dapat diartikan bahwa kedua alat tersebut sudah serasi atau *match*. Angka faktor keserasian dapat diperoleh dengan menggunakan rumus sebagai berikut :

$$MF = \frac{Na \times CTm}{Nm \times Cta}$$

Kerangan :

MF= Faktor keserasian

Na= Jumlah alat angkut

Nm= Jumlah alat gali muat

Cta= Waktu edar alat angkut

CTm= Waktu edar alat gali muat mengisi penuh 1 bak alat angkut

Bila hasil perhitungan diperoleh :

a. $MF < 1$

1) Produksi alat angkut lebih kecil dari produksi alat gali muat

2) Waktu tunggu alat angkut (Wta) = 0

3) Waktu tunggu alat gali muat (Wtm)

$$Wtm = \frac{Cta \times Nm}{Na} - CTm$$

4) Faktor kerja alat angkut (Fka) = 100%

5) Faktor kerja alat gali muat (Fkm) = $MF \times 100\%$

b. $MF > 1$

1) Produksi alat angkut lebih besar dari produksi alatgali muat

2) Waktu tunggu alat gali muat (Wtm) = 0

3) Waktu tunggu alat angkut (Wta)

$$Wta = \frac{CTm \times Na}{N_{gm}} - Cta$$

4) Faktor kerja alat gali muat (Fkm) = 100%

5) Faktor kerja alat angkut (Fka) = $\left(\frac{1}{MF}\right) \times 100\%$

c. $MF = 1$

1) Produksi alat angkut sama dengan produksi alat gali muat

2) Waktu tunggu alat gali muat (Wtm) = 0

3) Waktu tunggu alat angkut (Wta) = 0

4) Faktor kerja alat gali muat sama dengan faktor kerja alat angkut ($Fkm = Fka$).

3.8 Produksi Alat Mekanis

Kemampuan produksi alat dapat digunakan untuk menilai kinerja dari alat gali muat dan alat angkut. Semakin baik tingkat penggunaan alat maka semakin besar produksi yang dihasilkan alat tersebut. Secara umum perhitungan untuk memperkirakan produksi alat mekanis dapat dirumuskan sebagai berikut :

$$P = C \times \text{Jumlah Trip/jam} \times Sf \times BFF \times \text{Eff}$$

Keterangan :

P = Produksi alat (BCM/jam)

C = Kapasitas alat (m^3)

$$\text{Trip per jam} = \left(\frac{60}{Ct}\right)$$

Ct = *Cycletime* (menit)

Eff = Efisiensi kerja (%)

BFF = Faktor pengisian *bucket* (%)

Sf = *Swell factor*

3.8.1 Produksi Alat Gali Muat

Perhitungan untuk produksi alat gali muat adalah :

$$KP = \frac{60 \times Kb \times FK \times Fk}{Ctm}, \text{ Bcm/jam}$$

Keterangan :

KP = Kemampuan produksi alat gali muat (BCM/jam)

Ctm = Waktu edar alat gali muat sekali pemuatan (Menit)

Kb = Kapasitas *bucket* alat gali muat (m^3)

FK = Faktor koreksi (Efisiensi Kerja, Faktor Pengisian)

Fk = Faktor Konversi (*Swell Factor*)

3.8.2 Produksi Alat Angkut

Perhitungan produksi untuk alat angkut adalah:

$$KP = Na \times \frac{60 \times Kt \times FK \times Fk}{CTa}, \text{ Bcm/jam}$$

Keterangan :

KP = Kemampuan produktivitas alat angkut (BCM/jam)
 Na = Jumlah alat angkut (Unit)
 CTa = Waktu edar alat angkut (Menit)
 Kt = Kapasitas bak alat angkut (m³)
 = n x Kb x Bff
 n = Jumlah pengisian *bucket* alat gali muat untuk penuh bak alat angkut
 Kb = Kapasitas *bucket* alat gali muat (m³)
 Bff = Faktor pengisian *bucket* (%)
 FK = Faktor Koreksi (Efisiensi Kerja)
 Fk = Faktor Konversi (*Swell Factor*)

IV HASIL PENELITIAN

Pada saat ini, PT Bukit Asam Tbk mempunyai target produksi batubara di Operasi Penanganan Batubara 4 Blok Timur sebesar 150.000 ton/bulan. Kegiatan pemuatan dan pengangkutan dilakukan dengan menggunakan alat mekanis, yaitu *excavator* Volvo EC 480 DL dan alat angkut *dump truck* CWE Quester 28064R dengan lokasi *dumping* menuju *Live Stock* (lihat Gambar 4.3) dengan jarak ± 3,4 km.

4.1. Sifat Fisik Material

Sifat fisik yang penting untuk diperhatikan adalah densitas yang terkait dengan faktor pengembangan material sehingga berpengaruh terhadap faktor isian mangkuk yaitu sebagai berikut :

4.1.1. Faktor Pengembangan

Berdasarkan uji sifat fisik material, PT. Bukit Asam Tbk mempunyai standar nilai densitas dalam keadaan terbongkar (*loose*) untuk batubara sebesar 0,84 ton/m³. Densitas dalam keadaan asli (*bank*) untuk batubara sebesar 1,26 ton/m³. Faktor pengembangan (SF) sebesar 0,67 atau 67%. (Lampiran C).

4.1.2. Faktor Isian Mangkuk

Faktor pengisian (*fill factor*) merupakan suatu faktor yang menunjukkan besarnya kapasitas nyata dengan kapasitas baku dari mangkuk (*bucket*) alat gali muat. Besarnya faktor pengisian untuk alat gali muat *excavator* Volvo EC480DL adalah 93%. (Lampiran D).

4.2. Keadaan Umum Lokasi

Kegiatan penambangan batubara pada OPB 4 blok timur saat ini dikerjakan oleh kombinasi 1 unit *excavator* Volvo EC480DL dengan 9 unit *dump truck* CWE QUESTER 28064 R. Keadaan umum lokasi yaitu sebagai berikut :

4.2.1. Kondisi *Front* Kerja

Lokasi penelitian dan pengambilan data berada pada OPB 4 blok timur PT. Bukit Asam Tbk. Secara umum, kondisi *front* kerja relatif luas. Kondisi landasan alat gali muat juga baik. (lihat Gambar 4.1).



Gambar 4.1

Kondisi *Front* Saat Kegiatan Penambangan

4.2.2. Pola Pemuatan

Berdasarkan pengamatan yang dilakukan, pola pemuatan yang digunakan dilapangan menggunakan pola *top loading*. *Top loading* yaitu alat gali muat melakukan pemuatan dengan menempatkan dirinya diatas jenjang atau alat angkut berada dibawah alat gali muat. Untuk pola pemuatan berdasarkan jumlah penempatan alat angkut adalah menggunakan pola *single back up*, yaitu alat angkut memposisikan diri untuk dimuati pada satu tempat, sedangkan alat angkut berikutnya menunggu alat angkut pertama dimuati sampai penuh. Setelah alat angkut pertama berangkat, maka alat angkut kedua memposisikan diri untuk dimuati dan begitu seterusnya. Akan tetapi pada saat pengamatan tidak mengalami antrean terhadap alat angkut. Lebih jelasnya dapat dilihat pada Gambar 4.2.



Gambar 4.2

Pola Pemuatan *Top Loading* dikombinasikan dengan *Single Back Up*

4.2.3. Kondisi Jalan Angkut

Jalan angkut yang digunakan merupakan jalan angkut yang berasal dari struktur asli. Kondisi jalan angkut yang digunakan dalam pengangkutan material dari *temporary stock* menuju *live stock* cukup baik. Akan tetapi pada saat hujan kondisi jalan angkut menjadi berair dan cenderung licin, sehingga dapat mengganggu kerja dari alat angkut. Pembagian segmen jalan angkut dapat dilihat pada Gambar 4.3.

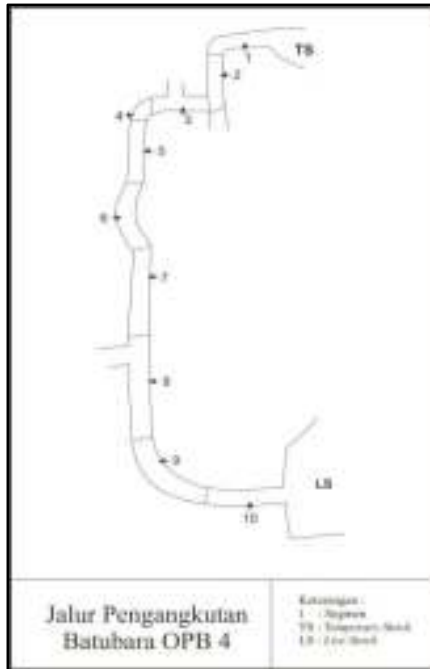
4.2.4. Lebar Jalan Angkut

Jalan angkut yang ada di lokasi penambangan merupakan jalan angkut dua jalur yang menghubungkan *temporary stock* ke *live stock* (lihat Gambar 4.3). Menurut kondisinya, jalan

angkut dibedakan menjadi jalan lurus dan jalan ditikungan.

a. Lebar Jalan Lurus

Berdasarkan hasil pengukuran di lapangan, lebar jalan angkut rata-rata sebesar 9,3 m. Lebar jalan terbesar untuk 2 jalur adalah 10 m dan lebar jalan terkecil adalah 9 m. Untuk lebih jelasnya dapat dilihat pada Gambar 4.3.



Gambar 4.3

Jalur Pengangkutan serta Jalur Kembali dari Temporary Stock Menuju Live Stock

b. Lebar Jalan pada Tikungan

Berdasarkan pengamatan di lapangan dan melalui peta situasi, saat ini terdapat lima tikungan pada jalan angkut, dapat dilihat pada Gambar 4.3 diantaranya pada segmen 1 ke 2 dengan lebar tikungan 18 m, segmen 2 ke 3 dengan lebar tikungan 14 m, segmen 4 ke 5 dengan lebar tikungan 12 m, segmen 6 ke 7 dengan lebar tikungan 22 m, dan segmen 8 ke 9 dengan lebar tikungan 16 m.

4.2.5. Kemiringan Jalan Angkut

Kemiringan jalan angkut pada lokasi penambangan berhubungan langsung dengan kemampuan alat angkut dalam mengatasi tanjakan. Pada saat penelitian dilakukan, grade jalan terkecil 0,8%, dan grade jalan terbesar 8,6%. Untuk lebih jelas mengenai keadaan jalan angkut pada saat penelitian dapat dilihat pada Tabel 4.1.

Tabel 4.1 Geometri Jalan Angkut Menuju Live Stock

Segmen	Lebar Tikungan (m)	Lebar Jalan (m)	Lebar Tikungan (m)	Lebar Jalan (m)	Lebar Tikungan (m)	Lebar Jalan (m)	Lebar Tikungan (m)	Lebar Jalan (m)
1	18	10	14	10	12	10	22	10
2	14	10	12	10	22	10	16	10
3	12	10	22	10	16	10	18	10
4	10	10	18	10	14	10	12	10
5	10	10	12	10	10	10	10	10
6	10	10	10	10	10	10	10	10
7	10	10	10	10	10	10	10	10
8	10	10	10	10	10	10	10	10
9	10	10	10	10	10	10	10	10
10	10	10	10	10	10	10	10	10

4.2.6. Jari-jari Tikungan dan Superelevasi

Jalan angkut pada pengangkutan lapisan penutup memiliki beberapa tikungan dengan lebar tikungan yang berbeda dan dapat dilihat pada tabel 4.1.. Jari-jari tikungan terbesar 20 m dan terkecil 13 m, sedangkan superelevasi terbesar 6,3% dan terkecil 2,2%.

4.3. Waktu Edar dan Waktu Kerja Efektif

Waktu edar adalah waktu yang diperlukan oleh suatu alat mekanis untuk melakukan kegiatan tertentu dari awal sampai akhir dan siap memulai lagi. Kondisi alat sangat mempengaruhi waktu edar dari alat gali muat dan alat angkut. Sedangkan waktu kerja efektif adalah banyaknya waktu tersedia dikurangi jumlah waktu hambatan – hambatannya.

4.3.1. Waktu Edar (Cycle Time)

Waktu edar yang digunakan adalah waktu edar alat gali muat dan alat angkut yang bekerja pada lokasi penambangan. Berdasarkan hasil pengamatan dan perhitungan waktu edar rata-rata alat gali muat dalam sekali penggalian dan pemuatan dapat dilihat pada Tabel 4.2 dan Tabel 4.3 dalam satuan detik. Lebih lengkapnya di Lampiran G.

Tabel 4.2 Waktu Edar Alat Gali Muat

Bahan Galian Batubara	
Kegiatan	Waktu (Detik)
Digging	7,0
Swing Load	3,9
Dumping	3,7
Swing Empty	2,8
Jumlah	17,4
Jumlah (menit)	0,29

Untuk alat angkut dari hasil pengamatan dan perhitungan memiliki waktu edar rata-rata dalam sekali pengangkutan dari temporary stock menuju live stock yang berjarak 3,4 km dapat dilihat pada

Berdasarkan target produksi dari perusahaan untuk batubara sebesar 150.000 ton/bulan, sehingga target produksi belum tercapai.

V. PEMBAHASAN

Berdasarkan hasil pengamatan dan pengolahan data lapangan pada kegiatan pemuatan dan pengangkutan batubara di PT Bukit Asam Tbk mempunyai target produksi batubara sebesar 150.000 ton/bulan. Produksi aktual di lapangan saat ini tidak tercapai sehingga perlu dilakukan kajian agar target produksi dapat tercapai. Untuk memenuhi target produksi yang diinginkan perusahaan, diperlukan upaya-upaya perbaikan dengan memperhatikan faktor-faktor penghambat kegiatan penambangan di lapangan. Pencapaian produksi dari alat gali muat dan alat angkut dapat dilakukan dengan cara mengoptimalkan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja serta mengkaji kembali mengenai faktor keserasian alat mekanis yang digunakan.

5.1. Produksi Alat Gali Muat dan Alat Angkut

Berdasarkan hasil pengamatan di lapangan maka didapatkan beberapa data dan dilakukan pengolahan data lapangan sehingga hasil akhir dapat diterapkan oleh perusahaan guna pencapaian target produksi. Sumber dari *mine plan* bahwa kegiatan panambangan batubara pada OPB 4 blok timur PT Bukit Asam Tbk, mempunyai target produksi sebesar 150.000 ton/bulan. Untuk menghitung kemampuan produksi alat-alat mekanis harus melakukan pengamatan terhadap waktu edar alat. Hasil pengamatan waktu edar alat gali muat *excavator* Volvo EC 480 DL adalah 0,29 menit dengan curah *bucket* sebanyak 6 curah (Lampiran E) untuk mengisi penuh bak truk dan waktu edar alat angkut *dump truck* CWE QUESTER 28064R adalah 20,5 menit.

Setelah dilakukan perhitungan berdasarkan data lapangan maka didapatkan

Produksi 1 unit *excavator* Volvo EC 480 DL pada saat ini sebesar 119.011 ton/bulan dan produksi 9 unit *dump truck* CWE QUESTER 28064R pada saat ini sebesar 115.863 ton/bulan dengan *match factor* sebesar 0,76. Untuk memenuhi target produksi batubara yang diinginkan perusahaan, diperlukan upaya-upaya perbaikan untuk meningkatkan produksi dan mengoptimalkan kerja dari alat-alat mekanis yang digunakan perusahaan.

5.2. Faktor Penghambat Pencapaian Produksi

Faktor penghambat pencapaian produksi dalam kegiatan pemuatan dan pengangkutan material sangat berpengaruh dalam pencapaian target produksi yang ditetapkan. Namun faktor-faktor produksi dan kemampuan produksi alat mekanis juga perlu diperhatikan, begitu juga dengan faktor yang lain seperti kondisi *front*, pola pemuatan dan geometri jalan angkut.

5.2.1. Faktor Pengembangan

Faktor pengembangan (*swell factor*) dipengaruhi oleh densitas material. Untuk densitas *loose* sebesar 0,84 ton/m³ dan densitas *insitu* sebesar 1,26 ton/m³ dengan *swell factor* sebesar 0,67 atau 67%, sehingga hal ini baik sesuai kondisi dilapangan (Lampiran C).

5.2.2. Faktor Pengisian Mangkuk (*Bucket Fill Factor*)

Bucket Fill Factor dari alat gali muat *excavator* Volvo EC 480 DL yang ditetapkan oleh perusahaan memiliki nilai sebesar 93% dengan spesifikasi kapasitas *bucket* sebesar 2,1 m². Sehingga hal ini sudah baik sesuai kondisi dilapangan (Lampiran D).

5.2.3. Kondisi *Front* Kerja

Berdasarkan pengamatan di lapangan, kondisi *front* kerja relatif luas, dengan digunakannya pola pemuatan terhadap jumlah penempatan posisi alat angkut dengan *single back up* dan luasnya alat angkut untuk bermanuver memposisikan diri untuk dilakukannya pemuatan. Sehingga kondisi ini sudah baik.

5.2.4. Pola Pemuatan

Berdasarkan posisi alat gali muat dan alat angkut yang diterapkan oleh PT Bukit Asam Tbk, pola yang digunakan adalah *top loading*. *Top loading* yaitu alat gali muat melakukan pemuatan dengan menempatkan dirinya diatas jenjang atau alat gali muat berada diatas alat angkut. Pola *top loading* memiliki keuntungan untuk *operator* alat gali muat dapat lebih mudah menempatkan material ke *vessel* truk sehingga waktu edar alat gali muat lebih cepat. Pola pemuatan ini adalah pola pemuatan paling efektif untuk diterapkan.

Sedangkan berdasarkan cara pemuatan material yaitu *single truck back up*. Pola pemuatan ini merupakan pola pemuatan paling efisien mengingat kegiatan pembongkaran, pemuatan dan pengangkutan berada pada *front* yang sama. Selain itu, pola pemuatan ini dapat juga memperkecil waktu tunggu alat gali muat akibat dari keterlambatan alat angkut. Sehingga kondisi ini sudah baik.

5.2.5. Geometri Jalan Angkut

Geometri jalan sangat berpengaruh pada pencapaian produksi. Perhitungan geometri jalan angkut saat ini meliputi lebar jalan lurus, lebar jalan ditikungan, dan kemiringan jalan yaitu sebagai berikut :

a. Lebar Jalan Lurus

Berdasarkan pengamatan di lapangan dan melalui peta situasi, lebar jalan angkut lurus terkecil untuk 2 jalur yaitu 9 meter. Menurut perhitungan lebar minimum berdasarkan perhitungan, (Lampiran L) lebar jalan angkut lurus untuk 2 jalur pengangkutan sebesar 8,75 meter sehingga lebar jalan angkut lurus untuk 2 jalur yang ada saat ini sudah memenuhi persyaratan.

b. Lebar Jalan pada Tikungan

Perhitungan lebar jalan pada tikungan berdasarkan spesifikasi alat angkut *dump truck* CWE Quester 28064R. Terdapat lima tikungan pada segmen jalan tambang dengan lebar jalan pada tikungan terkecil untuk dua jalur sebesar 12 meter. Menurut perhitungan berdasarkan (Lampiran L) lebar jalan pada tikungan untuk dua jalur pengangkutan sebesar 11,21 meter sehingga lebar jalan pada tikungan untuk dua jalur pengangkutan saat ini sudah memenuhi syarat untuk dilalui alat angkut.

c. Kemiringan jalan

Berdasarkan hasil perhitungan dan pengamatan dilapangan, jalan angkut yang ada saat ini memiliki *grade* jalan paling besar 8,6% (Lampiran L). Menurut (Kaufman dan Ault, 1977) secara umum kemiringan jalan maksimum adalah 10% sehingga dengan kondisi seperti saat ini alat angkut masih bisa melakukan tanjakan dengan baik.

d. Jari-jari Tikungan dan *Superelevasi*

Bila jari-jari jalan terlalu kecil dan jalan memiliki tikungan yang cukup tajam, maka hal tersebut akan mengurangi pemakaian gigi/*gear* alat angkut dan memperlambat laju kendaraan. Hal ini akan menyebabkan waktu tempuh (*travel time*) alat angkut akan semakin lama. Bertambahnya waktu edar, maka akan menurunkan produksi alat angkut.

Berdasarkan perhitungan teori pada jalan tikungan (Lampiran L), diketahui bahwa jalan tikungan mempunyai jari-jari sebesar 11,7 m. Kecepatan laju truk rata-rata 20 km/jam pada saat berbelok, angka *superelevasi* adalah 0,09 m/m maka secara teori beda tinggi minimum yang harus dibuat antara sisi dalam dan sisi luar tikungan jalan angkut adalah 1 meter. Jari-jari tikungan terkecil sebesar 13 m dan beda tinggi *superelevasi* terkecil sebesar 1 m. Sehingga dengan kondisi seperti saat ini alat angkut bisa melakukan belokan dengan aman.

5.3. Waktu Kerja Efektif

Waktu kerja efektif alat mekanis sangat berpengaruh terhadap produksi. Begitu juga menjadi salah satu aspek penting untuk menilai kerja alat mekanis, semakin besar waktu kerja efektif, maka efisiensi kerja akan semakin tinggi sehingga kemampuan produksi akan semakin besar.

5.3.1. Pengoptimalan Waktu Kerja Efektif

Produksi pembongkaran batubara pada saat ini belum mampu mencapai target produksi. Salah satu penyebabnya yaitu rendahnya waktu kerja efektif yang diakibatkan oleh hambatan-hambatan yang terjadi di lapangan.

Upaya untuk pengoptimalan waktu kerja efektif adalah dengan melakukan perbaikan terhadap hambatan-hambatan yang dapat dihindari (Lampiran I dan J). Perbaikan terhadap hambatan-hambatan yang dapat dihindari adalah sebagai berikut :

a. Terlambatnya Pengisian Bahan Bakar

Waktu kerja terbuang disebabkan karena terlambatnya pengisian bahan bakar. Upaya yang dapat dilakukan adalah menghindari keterlambatan *fuel tank* pengisian bahan bakar sehingga waktu tersebut dapat berkurang. Untuk alat gali muat *fuel tank* harus tiba lebih cepat pada saat diakhir *shift*, agar pengisian bahan bakar dapat sesegera mungkin. Untuk alat angkut dengan cara menghindari terjadinya antrian pada tempat pengisian bahan bakar. Waktu hambatan ini dapat diminimalisir dari 17,2 menit/hari menjadi 10 menit/hari untuk operator alat gali muat dan untuk operator alat angkut dari 18,6 menit/hari menjadi 10 menit/hari.

b. *Standby*

Waktu yang terbuang disebabkan alat gali muat menunggu alat angkut maupun alat angkut menunggu alat muat. Untuk mengurangi waktu tunggu alat gali muat antara lain dengan cara memperpendek jarak angkut dari *temporary stock* ke *live stock*, merancang kemiringan jalan angkut, perawatan jalan angkut dan ketepatan waktu untuk dukungan pemeliharaan jalan angkut oleh unit *support* yaitu *grader* dan *dozer*. Waktu hambatan ini dapat diminimalisir dari 23,1 menit/hari menjadi 15 menit/hari untuk operator alat gali muat dan untuk operator alat angkut dari 21,1 menit/hari menjadi 18 menit/hari.

c. Berhenti Bekerja Lebih Awal

Waktu yang tidak dapat dimaksimalkan oleh operator alat gali muat dan operator alat angkut pada akhir *shift*. Upaya untuk meminimalisir waktu kehilangan karena berhenti bekerja lebih awal yang dilakukan oleh operator dengan upaya sikap yang tegas oleh pengawas lapangan untuk ketertiban operator. Waktu hambatan ini dapat diminimalisir dari 30,5 menit/hari menjadi 8 menit/hari untuk operator alat gali muat dan untuk operator alat angkut dari 50,3 menit/hari menjadi 12 menit/hari.

d. Istirahat Terlalu Cepat

Waktu yang terbuang yang disebabkan oleh karyawan yang kurang disiplin waktu yang mana beberapa menit sebelum waktu istirahat tiba para karyawan sudah memberhentikan unitnya. Upaya untuk meminimalisir waktu kehilangan karena operator memberhentikan unitnya terlalu cepat sebelum waktu istirahat tiba yaitu dengan sikap teguran yang tegas dari pengawas lapangan dan mengajak seluruh karyawan untuk bersikap tertib terhadap waktu kerja demi tercapainya tujuan bersama. Waktu hambatan ini dapat diminimalisir dari 33,7 menit/hari menjadi 12 menit/hari untuk operator alat gali muat dan untuk operator alat angkut dari 48,9 menit/hari menjadi 15 menit/hari.

e. Terlambat Setelah Istirahat

Waktu yang terbuang disebabkan oleh operator belum mulai bekerja kembali tepat setelah jam istirahat selesai. Upaya untuk mencegah hambatan ini adalah dengan melakukan teguran kepada setiap karyawan yang terlambat bekerja setelah istirahat,

perlu adanya peran pengawas lapangan untuk mengajak dan memperingatkan karyawan saat kembali bekerja. Waktu hambatan ini dapat diminimalisir dari 23,4 menit/hari menjadi 10 menit/hari untuk operator alat gali muat dan untuk operator alat angkut dari 24,6 menit/hari menjadi 9 menit/hari.

f. Keperluan Operator

Waktu yang digunakan untuk keperluan operator misalnya buang air, mengambil air minum dan lain-lain. Waktu hambatan ini dapat diminimalisir dari 15,6 menit/hari menjadi 5 menit/hari untuk operator alat gali muat dan untuk operator alat angkut dari 15,2 menit/hari menjadi 6 menit/hari. Peningkatan waktu kerja efektif alat gali muat dan alat angkut dapat dilihat pada Tabel 5.1. Perbaikan dilakukan dengan cara mengoptimalkan kerja alat mekanis agar bekerja sesuai SPO yang ditetapkan oleh *mine plan*. Perhitungan secara rinci dapat dilihat pada Lampiran T.

Tabel 5.1
Peningkatan Waktu Kerja Efektif

No.	Jenis Alat	Waktu Kerja Efektif	
		Sebelum	Sesudah
1	Excavator Volvo EC 480 DL	15,2	10
2	Dump Truck CWE QUESTER 28064R	15,6	9

Setelah dilakukan pengoptimalan waktu kerja efektif yaitu dengan cara mengurangi waktu hambatan yang dapat dihindari, maka akan diikuti peningkatan pada efisiensi kerja. Pengaruh perubahan waktu kerja efektif terhadap efisiensi kerja alat gali muat dan alat angkut pada setiap harinya pada Tabel 5.2. Perhitungan secara rinci dapat dilihat pada Lampiran T.

Tabel 5.2
Peningkatan Efisiensi Kerja

No.	Jenis Alat	Efisiensi Kerja (%)	
		Sebelum	Sesudah
1	Excavator Volvo EC 480 DL	77	83
2	Dump Truck CWE QUESTER 28064R	75	83

Setelah dilakukan perhitungan perbaikan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja (Perbaikan 1) didapatkan hasil produksi alat gali muat sebesar 128.913 ton/bulan. (Lampiran Q). Sedangkan untuk alat angkut sebesar 128.752 ton/bulan (Lampiran R).

Sehingga dari perbaikan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja (Perbaikan 1) belum tercapainya target produksi batubara sebesar 150.000 ton/bulan, dikarenakan produksi alat angkut masih dibawah target produksi yang ditetapkan.

5.4. Faktor Keserasian Kerja

Faktor keserasian kerja (*match factor*) menunjukkan keserasian kerja antara alat gali muat dan alat angkut. Faktor keserasian kurang dari 1

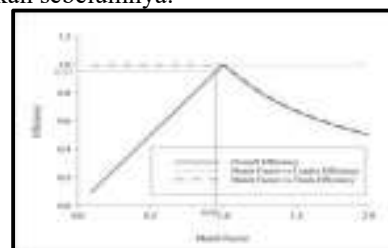
akan lebih baik untuk diterapkan karena waktu tunggu alat gali muat dapat digunakan untuk perbaikan *loading point*. Jika dibandingkan dengan faktor keserasian lebih dari 1 maka ketika alat angkut mengalami antrian, alat tersebut tidak dapat melakukan kegiatan lain selain menunggu.

Setelah dilakukannya perhitungan didapatkan rekomendasi penambahan 2 unit *dump truck* CWE QUESTER 28064R (Lampiran S) pada *temporary stock* menuju *live stock* agar efisiensi unit alat gali muat dapat meningkat menjadi 93%. Berdasarkan perhitungan maka jumlah alat angkut yang bekerja pada *temporary stock* menuju *live stock* adalah sebelas (11) unit. Angka *match factor* meningkat terlihat pada Tabel 5.3.

Tabel 5.3
Faktor Keserasian Kerja Rekomendasi

Kondisi	Saat Ini	Rekomendasi
Unit Excavator	1	1
Unit Dump Truck	9	11
Match Factor	0,76	0,93

Penyajian data faktor keserasian kerja rekomendasi dengan menggunakan grafik hubungan faktor keserasian dan efisiensi unit dapat dilihat pada Gambar 5.1. Berdasarkan grafik dibawah ini dapat terlihat kerja alat gali muat mengalami peningkatan dari sebelumnya dengan kerja alat angkut secara maksimal. Maka dengan penambahan 2 unit alat angkut mampu menaikkan kemampuan produksi alat dari perbaikan yang dilakukan sebelumnya.



Sumber : Burt and Caccetta, 2007

Gambar 5.1

Faktor Keserasian Rekomendasi

Setelah dilakukan perhitungan kembali dengan perbaikan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja (Perbaikan 1) dan ditambahkan dengan perbaikan faktor keserasian kerja (Perbaikan 2) untuk penambahan dua unit *dump truck* CWE QUESTER 28064R didapatkan hasil produksi sebesar 157.364 ton/bulan. (Lampiran T) dan produksi alat gali muat *excavator* Volvo EC 480 DL sebesar 157.560 ton/bulan (Lampiran U).

Setelah dilakukan upaya perbaikan terhadap waktu kerja efektif dan efisiensi kerja serta faktor keserasian maka terjadi peningkatan produksi untuk alat gali muat dan alat angkut, sehingga produksi dari alat gali muat dan alat angkut mengalami peningkatan. Dapat dilihat pada Tabel 5.4. Perhitungan secara rinci dapat dilihat pada Lampiran T dan Lampiran U.

Tabel 5.4
Produksi Alat Mekanis Setelah Perbaikan

No.	Jenis Alat	Produksi (ton/bulan)	
		Sebelum	Sesudah
1	Excavator Volvo EC 480 DL	119.011	157.560
2	Dump Truck CWE QUESTER 28064R	115.863	157.364

Kemampuan produksi setelah perbaikan waktu kerja efektif dan efisiensi kerja serta faktor keserasian dengan penambahan 2 unit alat angkut sudah mampu memenuhi target produksi yang ditetapkan perusahaan yaitu sebesar 150.000 ton/bulan.

VI. KESIMPULAN

6.1. Kesimpulan

Berdasarkan hasil pengolahan data dan pembahasan, maka dapat diambil kesimpulan sebagai berikut :

1. Produksi aktual dengan keadaan *fleet* terdiri dari 1 unit *excavator* Volvo EC 480 DL dengan 9 unit *dump truck* CWE Quester 28064R yaitu :

- a. Unit *excavator* Volvo EC 480 DL : 119.011 ton/bulan.
- b. Unit *dump truck* CWE Quester 28064R : 115.863 ton/bulan

Target produksi dari perusahaan untuk batubara sebesar 150.000 ton/bulan, sehingga target produksi tidak tercapai.

2. Setelah mengkaji terhadap faktor-faktor penghambat pencapaian produksi didapatkan beberapa hal yaitu :

- a. Kurang optimalnya waktu kerja efektif sehingga menyebabkan rendahnya efisiensi kerja dari alat gali muat sebesar 77% dan alat angkut sebesar 75%.
- b. Kurang optimalnya keserasian kerja dari alat gali muat dan alat angkut dengan aktual dilapangan didapatkan sebesar 0,76 artinya efisiensi unit *excavator* dalam bekerja kurang maksimal sehingga terdapat waktu tunggu.

3. Upaya yang dilakukan agar target produksi tercapai yaitu :

- a. Alat gali muat
Pengoptimalan waktu kerja efektif alat gali muat yang menyebabkan efisiensi kerja meningkat serta perbaikan faktor keserasian, sehingga produksi alat gali muat mengalami peningkatan dari 119.011 ton/bulan menjadi 157.560 ton/bulan.

- b. Alat angkut
Pengoptimalan waktu kerja efektif alat angkut yang menyebabkan efisiensi kerja meningkat serta perbaikan faktor keserasian dengan penambahan 2 unit *dump truck* CWE Quester 28064R, sehingga produksi alat angkut

mengalami peningkatan dari 115.863 ton/bulan menjadi 157.364 ton/bulan.

4. Setelah dilakukan analisis terhadap *match factor* antara alat gali muat dan alat angkut dapat disimpulkan bahwa unit alat angkut yang beroperasi kurang, sehingga untuk pencapaian target produksi batubara dilakukan penambahan 2 unit *dump truck* CWE Quester 28064R sehingga faktor keserasian menjadi 0,93.

6.2. Saran

Saran yang diberikan berdasarkan hasil penelitian dan pembahasan adalah:

1. Peningkatan pengawasan kegiatan dilapangan sehingga hambatan - hambatan yang dapat dihindari oleh karyawan berupa kedisiplinan dapat diperbaiki. Perlu peran aktif pengawas dilapangan untuk mengawasi kerja operator agar penjadwalan kerja yang sudah ada dapat dipatuhi dengan tujuan untuk pencapaian target produksi batubara.
2. Penambahan 2 unit *dump truck* CWE Quester 28064R.

DAFTAR PUSTAKA

- Burt, C.N. and Caccetta, L, 2007, *Match Factor for Heterogeneous Truck and Loader Fleets*, Department of Mathematics and Statistics, Curtin University of Technology, Australia.
- Pfleider, E. P., 1992, *Surface Mining*, 1 Edition, The American Institute of Mining, New York, USA.
- Nichols, H. L., 1955, *Moving The Earth, The Workbook of Excavation*, Second Edition, Galgotia Publishing House, New Delhi.
- Howard, L. H, 1987, *Introductory Mining Engineering*, John Willey and Sons.
- Peurifoy, RL, 1979, *Construction Planning Equipment and Methods*, Three Edition, Mc Graw Hill Internasional Book Company, London, Sydney, Tokyo.
- Kaufman, W.W and Ault, J.C, 1977 : *Design Of Surface Mine Haulage Roads – A Manual*. United States Department of The Interior, Bureau of Mines.
- Silvia, S, 1994, *Dasar-dasar Perencanaan Geometrik Jalan*, NOVA, Bandung.
- Waterman, S, 2017, *Perencanaan Tambang*, Program Studi Teknik Pertambangan, UPN "Veteran" Yogyakarta.
- Yanto, I, 2014, *Pemindahan Tanah Mekanis*, Program Studi Teknik Pertambangan, UPN "Veteran" Yogyakarta.
- _____, 2012, *Volvo Equipment Handbook, North America*.
- _____, 2014, *UD Trucks Handbook, Jepang*.

**Kajian Teknis Sistem Penyaliran Tambang Batubara Pada Pit C2 di
PT. Sapta IndraSejati Jobsite Samarata PT. Berau Coal
Kabupaten Berau Provinsi Kalimantan Timur**

Hasywir Thaib Siri, Moh. Ilham Saputro, Sudarsono
UPN "Veteran" Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN "Veteran" Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55238
No. Hp 08123473585, email: moh.ilhamsptro@gmail.com

ABSTRACT

This research did in pit C2 PT. Sapta Indra Sejati Jobsite Samarata PT. Berau Coal. This pit is located in Tanjung Redeb, Berau District, Kalimantan Timur Province. Mining coal in PT. Sapta Indra Sejati use open pit system with stri mie methode. Open pit mining is affected by wheather ocal. Especially rainfall. In extreme wheather, rainfall can make pooled in pit area and flow to road mine or low elevation. So it need study about streaming system for mining operation

Based on analysis rainfall 2009 - 2017, we can get rainfall plan 120 mm/day, rainfall intensity 41,52 mm/hour with repeat periode rainfall 4 years and hidrology risk 89,99%. catchmen area is break down of 6 catchmen area, is like this : CAT I = 3,32 km², CAT II = 0,79 km², CAT III = 0,25 km², CAT IV = 0,10 km², CAT V = 0,18 km², CAT VI = 0,10 km², runoff in very catchmen area is like this: CAT I = 34,45 m³/s, CAT II = 8,19 m³/s, CAT III = 2,27 m³/s, CAT IV = 3,72 m³/s, CAT V = 1,24 m³/s, CAT VI = 0,67 m³/s.

Rainfall in mining area need channel to flow the runoff our of mine area for setling pound. Then, wu gor dimension of channel. 4 of 5 channel meet the term of dimension. While channel 5 need repair like this : b = 5,3 m; B = 2,8 m ; d = 2,4 m ; h = 2,1 m ; a = 2,8 m

Sump volume out calculate depends of amount of runoff who flow in mine area with pump, we got sump recomendation 404.559 m³. surface lenght = 219m, surface width = 207 m. down lenght = 207 m, down width = 195 m, deep = 10 m.

Sump pit C2 use 2 pump Multiflo 420E and multiflo 420EX with total debit 1742,6 m³/hour, to control water elevation in sump pit C2 stable, it need pump with debit 2.396,8 m³/jam to pump runoff in 1 day.

Water from channel before is flowed to river, it is cleaned first in setling pound. There are 21 component who have volume 139.107 m³. Cleaning sedimentation in setlinh pound must work routinely evry compartment.

RINGKASAN

Penelitian ini dilakukan pada pit C2 PT. Saptaindra Sejati Jobsite Samarata PT. Berau Coal . Pit ini berlokasi di Tanjung Redeb, Kabupaten Berau, Provinsi Kalimantan Timur. Kegiatan Penambangan Batubara di PT. Saptaindra Sejati menggunakan sistem tambang terbuka dengan metode *strip mine* . Sistem penambangan dengan tambang terbuka sangat di pengaruhi oleh cuaca setempat, terutama curah hujan . Pada saat kondisi cuaca ekstrim berupa adanya curah hujan yang tinggi maka air hujan yang jatuh dapat menggenang di area penambangan dan mengalir ke jalan tambang serta ke daerah sekitar tambang yang letaknya lebih rendah. Oleh karena itu perlu dilakukan kajian sistem penyaliran tambang yang memadai agar operasi penambangan dapat berjalan dengan baik.

Berdasarkan analisis data curah hujan tahun 2009 – 2017, diperoleh curah hujan rencana 102 mm/hari , intensitas curah hujan 41,52 mm/jam dengan periode ulang hujan 4 tahun dan resiko hidrologi sebesar 89,99% . Luas daerah tangkapan hujan pada lokasi penelitian dibagi menjadi 6 daerah tangkapan hujan (DTH), sebagai berikut : DTH I = 3,32 km² , DTH II = 0,79 km² , DTH III = 0,25 km² , DTH IV = 0,10 km² , DTH V = 0,18 km² , DTH VI = 0,10 km² . Debit air limpasan pada setiap daerah tangkapan hujan sebagai berikut : DTH I = 34,45 m³/detik, DTH II = 8,19 m³/detik , DTH III = 2,27 m³/detik , DTH IV = 3,72 m³/detik , DTH V = 1,24 m³/detik, DTH VI = 0,67 m³/detik

Air hujan masuk ke area penambangan perlu dibuat saluran terbuka untuk mengalirkan air limpasan ke luar dari area penambangan menuju kolam pengendapan. Setelah dilakukan perhitungan diperoleh dimensi saluran terbuka , empat dari kelima saluran terbuka telah memenuhi syarat ukuran , sedangkan untuk saluran terbuka 5 perlu dilakukan perbaikan dimensinya sebagai berikut :
 $b = 5,3 \text{ m}$; $B = 2,8 \text{ m}$; $d = 2,4 \text{ m}$; $h = 2,1 \text{ m}$; $a = 2,8 \text{ m}$

Volume Sumuran dihitung berdasarkan jumlah air yang masuk ke sumuran dengan debit pompa yang di keluarkan, didapatkan volume sumuran rekomendasi sebesar 404.559 m^3 , Dengan rekomendasi dimensi sumuran adalah Panjang permukaan = 219 m , lebar permukaan = 207 m , panjang dasar = 207 m , lebar dasar = 195 m , kedalaman = 10 m .

Sumuran *pit* C2 menggunakan 2 pompa Multiflo 420E dan Multiflo 420EX dengan debit total $1742,6 \text{ m}^3/\text{jam}$, untuk mengontrol elevasi permukaan air pada sumuran *pit* C2 agar tetap pada elevasi semula, diperlukan 3 unit pompa dengan debit yang sama yaitu $2.396,8 \text{ m}^3/\text{jam}$ untuk memompa air limpasan hujan dalam waktu 1 hari.

Air dari saluran terbuka sebelum dialirkan ke sungai dijernihkan terlebih dahulu pada kolam pengendapan. Kolam pengendapan terdiri dari 21 kompartemen yang mempunyai volume 139.107 m^3 . Pembersihan (pengerukan) endapan pada kolam pengendapan harus dilakukan rutin tiap kompartemen.

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

Batubara merupakan sumber daya alam yang sangat potensial baik sebagai sumber energy maupun sebagai penghasil devisa negara. Indonesia memiliki cadangan batubara yang cukup besar dan tersebar hamper di seluruh wilayah nusantara. PT. Saptaindra Sejati sendiri merupakan perusahaan swasta nasional yang bergerak dibidang jasa pertambangan batubara. Perusahaan ini telah memperoleh Izin Usaha Pertambangan (IUP) Operasi – Produksi Batubara di PT. Berau Coal, Kabupaten Berau , Provinsi Kalimantan Timur.

Sistem penambangan yang digunakan oleh PT. Saptaindra Sejati menggunakan sistem penambangan terbuka (*surface mining*) dengan metode *strip mine*. Kegiatan penyaliran yang digunakan meliputi *Mine Drainage* dan *Mine Dewatering*. Sumber air yang terdapat di area penambangan yaitu dari air hujan, air yang masuk ke bukaan tambang di alirkan oleh saluran terbuka menuju langsung ke anak sungai dan air hujan yang tidak tertahan akan mengalir ke dalam sumuran (*sump*) yang terdapat pada *pit bottom* lalu dikeluarkan dengan cara pemompaan menuju kolam pengendapan.

Masalah yang sering terjadi pada sistem penyaliran tambang yaitu terjadinya pengendapan tanah akibat erosi pada saluran terbuka dan gorong – gorong sehingga sistem *dewatering* tidak berfungsi optimal, jumlah pompa yang belum efektif untuk mengeluarkan air di *sump* dalam waktu tertentu sehingga air tambang pada sumuran meluap, pendangkalan kolam pengendapan.

Agar tidak mengganggu proses penambangan maka perlu adanya suatu perbaikan untuk mengatasi masalah tersebut , oleh karena itu perlu adanya kajian terhadap sistem penyaliran yang sudah ada agar dapat menjadi dasar usulan sistem penyaliran tambang yang baru sehingga kegiatan penambangan dapat berjalan dengan lancar dan sesuai target produksi.

1.2 Rumusan Masalah

Beberapa permasalahan mengenai sistem penyaliran yang dihadapi PT. Saptaindra Sejati jobsite Samarata antara lain:

1. Genangan air di *front* penambangan dapat menyebabkan terganggunya pekerjaan *loading* batubara. Hal tersebut akan berpengaruh terhadap jumlah produksi dan kualitas batubara di perusahaan tersebut.
2. Kebutuhan pompa pada sumuran perlu dipertimbangkan agar tidak terjadi luapan pada sumuran, sehingga tidak mengganggu jalanya penambangan.
3. Adanya kolam pengendapan yang mengalami pendangkalan dikarenakan oleh material sedimen yang terendapkan, sehingga kolam pengendapan tersebut tidak berfungsi secara maksimal. Maka, perlu dilakukan pengkajian pengerukan material di kolam pengendapan secara berkala.

1.3. Batasan Masalah

Batasan masalah pada penelitian ini yaitu sebagai berikut :

1. Menggunakan data curah hujan selama 9 tahun (2009 – 2017)

2. Air tanah tidak diperhitungkan karena tidak berpengaruh terhadap kegiatan penambangan di Pit C2.
3. Hanya mengkaji saluran terbuka, gorong – gorong, kebutuhan pompa, dan kolam pengendapan
4. Kajian sistem penyaliran tambang didasarkan pada pertimbangan aspek teknis.

1.4. Tujuan Penelitian

Tujuan penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Menghitung debit air tambang, yang berasal dari air hujan dan air limpasan.
2. Menganalisis dimensi saluran terbuka dan gorong – gorong.
3. Menganalisis volume sumuran
4. Menghitung kebutuhan unit pompa
5. Menentukan waktu pengerukan

1.5 Metode Penelitian

Dalam hal ini akan diuraikan tahap – tahap pemecahan yang ditemui selama melakukan penelitian. Metode penelitian yang dilakukan adalah sebagai berikut :

1. Studi literatur.
Studi literatur ini dilakukan dengan mencari bahan-bahan pustaka yang menunjang antara lain :
 - a. Literatur di perpustakaan Program Studi Teknik Pertambangan Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta.
 - b. Informasi data perusahaan PT. Saptaindra Sejati, PT. Berau Coal
 - c. Laporan penelitian terdahulu dengan topik yang sama.
2. Penelitian di Lapangan
Penelitian di lapangan terbagi menjadi 2, yaitu:
 - a. Orientasi di Lapangan

Melakukan pengamatan secara menyeluruh dengan cara mengunjungi tempat-tempat yang berada di PT. Saptaindra Sejati, seperti mengamati lokasi kantor, lokasi kegiatan penambangan, dan lokasi disekitar kegiatan penambangan.

- b. Pengamatan Rinci / Detil Kondisi Lapangan

Melakukan pengamatan secara langsung terhadap masalah yang akan dibahas didalam penelitian, yaitu pengamatan topografi daerah penelitian, kondisi disekitar daerah penambangan, sistem penambangan yang digunakan, kondisi penyaliran saat ini, dan pengamatan komponen sistem penyaliran. Pengambilan Data.

Data yang diambil berupa data primer dan data sekunder. Data primer adalah data yang diambil langsung dari pengukuran atau pengamatan lapangan seperti dimensi sistem penyaliran awal, luas DTH, debit pompa, dan kolam pengendapan. Data sekunder adalah data yang diambil dari literatur atau laporan perusahaan seperti data curah hujan, data spesifikasi pompa dan peta kesampaian daerah.

3. Pengolahan Data.

Curah hujan maksimal ditentukan dengan menggunakan metode statistika dengan nilai yang digunakan yaitu nilai curah hujan maksimal harian di setiap bulannya selama 9 tahun (2009-2017), hasil dari data curah hujan maksimal harian digunakan untuk mendapatkan data curah hujan rencana yaitu dengan menggunakan metode Distribusi *Gumbell*. Kemudian nilai curah hujan rencana dan data data yang telah diambil dilakukan beberapa perhitungan yaitu perhitungan intensitas curah hujan, pembagian daerah tangkapan hujan, perhitungan debit air limpasan, perhitungan saluran terbuka, perhitungan julang pompa, dan perhitungan kapasitas sump. Hasil dari perhitungan dibandingkan dengan kondisi pada lapangan dan memberikan solusi perbaikannya.

4. Kesimpulan dan Saran

Pengambilan kesimpulan didasarkan pada hasil pengolahan data dan analisis dari masalah yang telah diteliti, sehingga memberikan suatu saran yang dapat menunjang kinerja sistem penyaliran untuk perusahaan

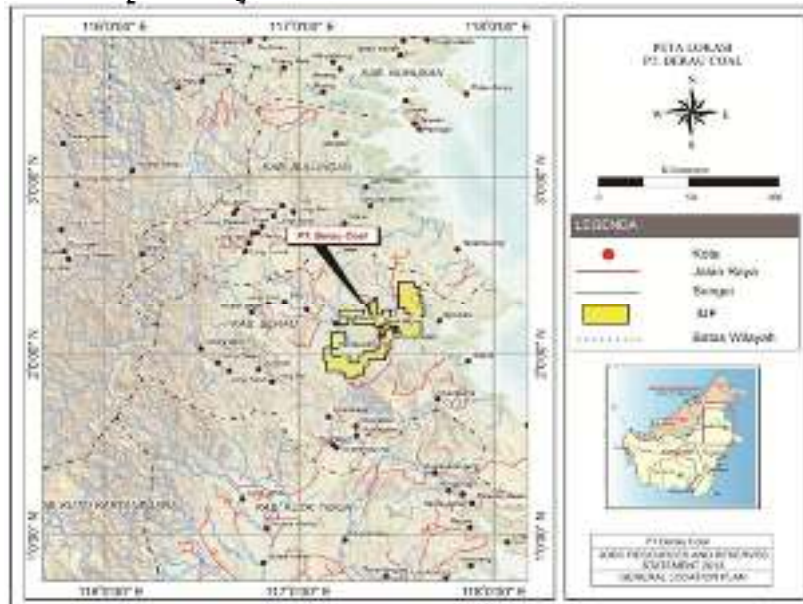
1.6. Manfaat Penelitian

1. Memberikan usulan perbaikan teknis sistem penyaliran tambang untuk dapat mendukung kegiatan penambangan batubara.
2. Menambah pengetahuan penulis dan pembaca mengenai sistem penyaliran tambang dan sistem pemompaan tambang secara teknis.

II. LOKASI DAN KESAMPAIAN DAERAH

Lokasi penambangan PT. Saptaindra Sejati terletak di Kecamatan Segah, Kabupaten Berau, Provinsi Kalimantan Timur tercantum pada (Gambar 2.1), dengan jarak kurang lebih 570 km dari Kota Balikpapan sekitar 15 jam jika ditempuh melalui jalur darat. PT.Saptaindra Sejati melakukan penambangan di wilayah milik PT.Berau

Coal , *Jobsite* Samarata, dimana PT. Berau coal memiliki 3 lokasi penambangan aktif.



Gambar 2.1

Peta Lokasi dan Kesampaian Daerah

III. HASIL PENELITIAN

3.1. Analisis Data Curah Hujan

Berdasarkan perhitungan dapat ditentukan besarnya curah hujan rencana maksimum adalah sebesar 120,01 mm/hari (lihat Gambar 3.1) dengan umur tambang 8 tahun. Data curah hujan yang digunakan di daerah penelitian adalah selama 8 tahun mulai dari

tahun 2009-2017 dengan periode ulang hujan 4 tahun. Resiko hidrologi yang didapatkan dari perhitungan adalah 89,99%. Perhitungan intensitas curah hujan dilakukan dengan rumus *Mononobe*, dari hasil perhitungan didapatkan intensitas curah hujan 41,52 mm/jam .

Curah Hujan Rencana Pada Periode Ulang Berbeda (Umur Tambang 8 Tahun)							
Periode Ulang Tahun	2	3	4	5	6	7	8
Reduce Variate (Yt)	0.52	0.75	0.90	1.01	1.10	1.17	1.24
Reduce Mean (Yn)	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49
Reduced Standart Deviasi (Sn)	0.99	0.99	0.99	0.99	0.99	0.99	0.99
Faktor Reduced Variate (k)	0.03	0.27	0.42	0.53	0.62	0.69	0.76
Standart Deviasi (Sd)	41.35	41.35	41.35	41.35	41.35	41.35	41.35
CH Rata-rata (X)	102.67	102.67	102.67	102.67	102.67	102.67	102.67
CH Harian Rencana (Xt)	103.98	113.75	120.01	124.64	128.32	131.38	134.00
intensitas curah hujan (mm/jam)	35.97	39.35	41.52	43.12	44.39	45.45	46.36

Gambar 3.1

Curah Hujan Rencana pada Periode Ulang Hujan

3.2. Daerah Tangkapan Hujan

Pada *Pit C2* dibagi menjadi 6 Daerah Tangkapan Hujan (DTH) dengan nilai koefisien yang bervariasi.

Penentuan luasan daerah tangkapan hujan didasarkan atas topografi DTH, rencana penambangan, dan arah aliran air permukaan, sehingga diperoleh daerah tangkapan hujan, sedangkan penentuan nilai koefisien

didasarkan atas ada tidaknya vegetasi, jenis tanah, kerapatan vegetasi, kemiringan lereng, dan tata guna lahan .

Semakin luas daerah tangkapan hujan, maka debit air limpasan yang mengalir di daerah tangkapan hujan semakin besar. Besarnya debit yang masuk mempengaruhi dimensi dari sumuran dan banyaknya pompa yang dibutuhkan. Setelah daerah tangkapan hujan

di tentukan , dapat diketahui luasan dari daerah tangkapan tersebut (Tabel 3.1).

Tabel 3.1
Daerah Tangkapan Hujan

No	DTH	Luas	
		Hektar	km ²
1	DTH I	332	3,32
2	DTH II	79	0,79
3	DTH III	25	0,25
4	DTH IV	36	0,36
5	DTH V	18	0,18
6	DTH VI	10	0,10

3.3 Koefisien Air Limpasan

Koefisien limpasan dapat diperoleh dari perbandingan jumlah hujan yang jatuh dengan yang mengalir sebagai limpasan dari hujan di permukaan tanah. Koefisien limpasan tergantung pada sifat fisik batuan , topografi , dan tataguna lahan. Koefisien yang terdapat pada lokasi penambangan dengan daerah tangkapan hujan yang berpengaruh ke bukaan tambang yaitu :

1. Koefisien limpasan di dalam bukaan tambang

Pada daerah bukaan tambang nilai koefisien limpasan yang digunakan adalah 0,8 dan 0,9. Hal ini karena kondisi daerah penambangan berupa tanah gundul dan vegetasi ringan dengan kemiringan > 15 %

2. Koefisien limpasan di luar bukaan tambang

Topografi daerah tangkapan hujan di luar bukaan tambang dengan jenis lahan masih berupa vegetasi ringan dengan kemiringan agak miring 3-15% dan hutan dengan kemiringan curam > 15% , nilai koefisien limpasan yang digunakan adalah 0,6 dan 0,6

3.4 Debit Air Limpasan Sumber air tambang yang masuk ke bukaan tambang berasal dari air hujan , dan air limpasan yang mengalir dari bukit – bukit di sekitar area tambang yang dapat diketahui dari pengamatan peta daerah tangkapan hujan. Debit air limpasan dihitung dengan menggunakan rumus rasional, parameter untuk mendapatkan debit air limpasan yaitu intensitas curah hujan, koefisien limpasan

daerah sekitar, dan luas daerah tngkapan hujan .

Besarnya debit air yang mengalir dari tangkapan hujan menuju pada DTH 1 , DTH 2 , DTH III , DTH IV , DTH V , DTH VI *pit* C2 tercantum pada (Tabel 3.2)

Tabel 3.2
Perhitungan Debit Air Limpasan

Lokasi	Debit Air Limpasan (m ³ /detik)
DTH I	34,45
DTH II	8,19
DTH III	2,27
DTH IV	3,72
DTH V	1,24
DTH VI	0,67

3.5 Saluran Terbuka dan Gorong-gorong

Saluran terbuka berfungsi sebagai wadah untuk mengalirkan fluida atau air limpasan yang jatuh ke permukaan tanah menuju ke suatu tempat tertentu. Letak saluran terbuka berada di sekitar *pit* C2 PT. Saptaindra Sejati. Saluran terbuka menggunakan penampang bentuk trapesium.

Jumlah saluran terbuka yang diteliti terdapat 5 saluran . Lokasi kelima saluran sebagai berikut (Tabel 3.2).

Tabel 3.2
Lokasi Saluran Terbuka

Nama	Lokasi
Saluran Terbuka 1	DTH 2
Saluran Terbuka 2	DTH 4
Saluran Terbuka 3	DTH 5
Saluran Terbuka 4	DTH 6
Saluran Terbuka 5	DTH 3

Berikut dimensi dari masing-masing saluran terbuka yang diteliti:

Saluran terbuka 1:

- a. d (Kedalaman Saluran) = 1,7 meter
- b. B (Lebar Dasar) = 1,2meter
- c. b (Lebar Permukaan) = 4,2meter
- d. a (Panjang dinding saluran) = 2,2meter



Gambar 3.1.
Kondisi Aktual Saluran Terbuka I

Saluran terbuka 2:

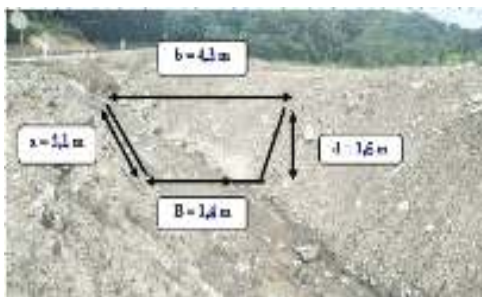
- a. d (Kedalaman Saluran) = 1,7 meter
- b. B (Lebar Dasar) = 1,5meter
- c. b (Lebar Permukaan) = 4,2meter
- d. a (Panjang dinding saluran) = 2,1 meter



Gambar 3.2.
Kondisi Aktual Saluran Terbuka II

Saluran terbuka 3:

- a. d (Kedalaman Saluran) = 1,5 meter
- b. B (Lebar Dasar) = 1,4meter
- c. b (Lebar Permukaan) = 4,3meter
- d. a (Panjang dinding saluran) = 2,1meter



Gambar 3.3.
Kondisi Aktual Saluran Terbuka III

Saluran terbuka 4:

- a. d (Kedalaman Saluran) = 2,0 meter
- b. B (Lebar Dasar) = 1,8meter
- c. b (Lebar Permukaan) = 4,4 meter
- d. a (Panjang dinding saluran) = 2,4 meter



Gambar 3.4.
Kondisi Aktual Saluran Terbuka IV

Saluran terbuka 5:

- a. d (Kedalaman Saluran) = 2,1 meter
- b. B (Lebar Dasar) = 2,2 meter
- c. b (Lebar Permukaan) = 4,6 meter
- d. a (Panjang dinding saluran) = 2,3 meter



Gambar 3.5.
Kondisi Aktual Saluran Terbuka V

Gorong – gorong dibuat untuk menyambung aliran air dari saluran terbuka yang melintas pada jalan angkut. Pada pit C2 ada 3 daerah yang dipasang gorong – gorong . Gorong – gorong tersebut berada pada saluran terbuka 2 , saluran terbuka 3 dan terdapat di saluran terbuka 5 . Untuk jumlah gorong - gorong yang ada di lapangan dikaji agar mengetahui apakah kapasitas dari gorong – gorong di lapangan apakah sudah mencukupi atau belum. Berikut jumlah dan kondisi gorong – gorong aktual di lokasi penelitian



Gambar 3.6.
Kondisi Aktual Gorong - gorong



Gambar 3.7.
Kondisi Aktual Gorong - gorong

3.6 Sumuran (*Sump*)

Sumuran (*Sump*) merupakan tempat menampung air limpasan sebelum dilakukan pemompaan ke luar tambang. Pada pit C2 (Gambar 4.2) permukaan air yang tertampung di sumuran dengan volume sumuran sebesar 365.875 m³. Daerah tangkapan hujan pit C2 yaitu seluas 332 Ha, Sumber air yang akan masuk ke sump pit C2 yaitu hanya berasal dari air limpasan dari daerah tangkapan hujan I, sehingga debit total air limpasan yang didapatkan dari perhitungan sebesar 124.006,95 m³/jam.

Pada Lokasi sumuran (*sump*) ini terdapat 2 pompa, yaitu pompa Multiflo 420E dan Multiflo 420EX dengan debit aktual pompa di lapangan sebesar 654,2 m³/jam dan 1.088,40 m³/jam.



Gambar 3.8.
Sumuran pada *pit* C2

3.5. Pompa dan Pipa

Pada saat ini PT. Saptaindara Sejati menggunakan dua unit pompa jenis Multiflo 420 E dan Multiflo 420 EX di *Pit* C2 . Pipa yang digunakan yaitu pipa HDPE (*high density polyethylene*). Pipa yang digunakan berdiameter 305 mm dengan panjang 1.002 m pada *sump* menuju outlet pipa. Debit pompa aktualnya adalah 654,2 m³/jam pada Multiflow 420 E dan debit actual sebesar 1088,4 m³/jam pada Multiflo 420 EX .

Saat ini pompa diletakan pada elevasi – 105 mdpl (elevasi *inlet*) dan elevasi buang (*outlet*) pompa berada pada elevasi 14 mdpl. Pompa pada *Pit* C2 beroperasi 20 jam/hari. Selanjutnya air dari *Sump* dipompa menuju pada saluran terbuka

Pada instalasi perpipaan di *pit* C2 menggunakan pipa HDPE (*high density polyethylene*). Pertimbangan penggunaan pipa HDPE yaitu, pada pipa HDPE kerugian *head* akibat gesakan, belokan, sambungan, dan aksesoris pipa lainnya lebih kecil daripada penggunaan pipa baja. Untuk perawatan dan perbaikan pada pipa HDPE cenderung lebih mudah.

Pada jalur pipa pompa Multiflo 420E dan Multiflo 420EX menggunakan pipa hisap dengan panjang 6 meter dan total panjang pipa buangan sepanjang 1002 meter .

3.6. Kolam Pengendapan

Pada PT. Saptaindra Sejati di *Pit* C2 terdapat kolam pengendapan yang berfungsi untuk menampung air dari tambang yang mengandung material (lumpur) sebelum dialirkan ke perairan umum (sungai). Dari data yang didapat pada PT. Berau Coal diperoleh TSS terbesar yaitu 1960 mg/l. salah satu kompartemen kolam pengendapan *Pit* C2 tercantum pada (Gambar 4.9).

Dimensi kolam pengendapan berbentuk persegi panjang , dengan memiliki 21 kompartemen yang berkedalaman masing – masing 4 m. Besarnya debit total yang masuk sebesar 16,09 m³/detik sehingga persen solid yang didapatkan 0,06 % , dan volume dari kolam pengendapan 139.107 m³.

Penentuan lama pengerukan kolam pengendapan didasarkan atas kecepatan pengendapan vertikal material dalam kolam pengendapan, debit keluaran pipa dan volume lumpur yang masuk. Prinsip pengendapan hanya memperkecil kecepatan horizontal, sehingga material yang tersuspensi mendapat kesempatan untuk mengendap.



Gambar 3.9.
Kolam Pengendapan *pit* C2

IV. PEMBAHASAN

4.1. Sumber dan Debit Air Tambang

Data curah hujan yang digunakan didapat dari PT. Berau Coal . Data curah hujan harian diperoleh dari tahun 2009 hingga 2017. Curah hujan ditentukan dari data curah hujan maksimum selama 9 tahun yaitu didapatkan curah hujan rata-rata maksimum sebesar 102,67 mm/hari (Lampiran A).

Curah hujan rata-rata maksimum digunakan untuk menghitung data curah hujan rencana. Curah hujan rencana dihitung dengan menggunakan rumus dari persamaan *Gumbell*, maka didapatkan curah hujan rencana sebesar 120,01 mm/hari (Lampiran B). Setelah didapatkan hasil dari curah hujan rencana, maka intensitas hujan dapat dihitung.

Intensitas hujan dihitung dengan menggunakan rumus *Mononobe* didapat intensitas hujan sebesar 41,52 mm/jam . Intensitas hujan digunakan untuk menghitung debit air limpasan hujan (Lampiran C).

Sumber air tambang berasal dari air hujan yang langsung jatuh ke area *pit C2* serta air limpasan dari sekitar *pit C2*. Debit air limpasan hujan dan debit air hujan dihitung dengan menggunakan rumus rasional yaitu debit air hujan. Oleh karena setiap area memiliki kondisi topografi yang berbeda, maka koefisien limpasan setiap area menjadi berbeda. Koefisien limpasan setiap area yang ditentukan dari daerah tangkapan hujan dapat dilihat pada (Lampiran D). Debit total air yang masuk ke tambang *pit C2* sebesar 50,54 m³/detik (Lampiran E).

4.2. Saluran Terbuka dan Gorong-gorong

4.2.1 Dimensi Saluran Terbuka

Saluran terbuka berfungsi sebagai wadah untuk mengalirkan fluida atau air limpasan yang jatuh ke permukaan tanah menuju ke suatu tempat tertentu. Saluran terbuka menggunakan penampang bentuk trapesium dengan tipe dinding saluran dari tanah. Dimensi saluran terbuka yang sudah ada meliputi lebar dasar saluran, tinggi saluran, dan lebar permukaan atas.

Dimensi saluran terbuka harus dibuat berdasarkan dengan debit air limpasan yang ada pada daerah tangkapan hujan. Saluran terbuka dibuat menyesuaikan dari daerah tangkapan hujan dikarenakan agar dimensi saluran terbuka dapat menyesuaikan debit air yang masuk.

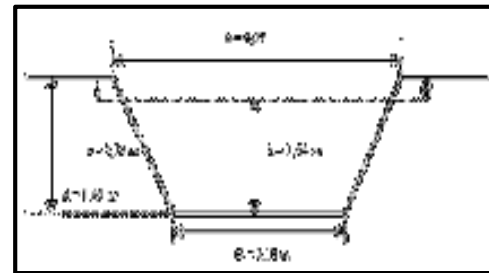
Pada umumnya saluran terbuka di buat tidak secara permanen dibuat dengan dinding saluran berupa tanah dan dapat menimbulkan pengendapan , sehingga perlunya perawatan pada saluran terbuka agar tidak terjadinya padatan yang mengendap.

4.2.2 Perbandingan Dimensi Saluran Terbuka I

Saluran terbuka I terletak di daerah tangkapan hujan 2 . Hal ini dimaksudkan untuk mencegah masuknya air limpasan ke area penambangan . Saluran ini di alirkan ke Saluran terbuka 5 . Debit yang masuk ke saluran terbuka 1 berasal dari DTH 2 . Dinding saluran terbuat dari tanah tanpa ada penyemenan , sehingga koefisien kekasaran manning yang digunakan adalah 0,0025. Perbandingan dimensi saluran terbuka I antara aktual dan perhitungan tercantum pada Tabel 4.1 dan Gambar 4.1

Tabel 4.1
Perbandingan Dimensi Aktual dan Perhitungan Saluran Terbuka I

Dimensi	Aktual	Perhitungan
Lebar Permukaan (b)	4,2	4,0
Lebar Dasar (B)	1,2	2,2
Kedalaman air (h)	1,5	1,6
Kedalaman saluran (d)	1,7	1,9
Panjang dinding saluran (a)	2,2	2,2



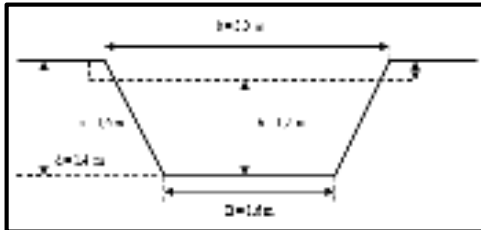
Gambar 4.1
Dimensi Saluran Hasil Perhitungan

4.2.3 Perbandingan Dimensi Saluran Terbuka II

Saluran terbuka 2 terletak di daerah tangkapan hujan 4 , saluran ini terletak di simpang 4 jalan area disposal. Debit yang masuk ke saluran terbuka 2 berasal dari DTH 4 . Perbandingan dimensi saluran terbuka II antara aktual dan perhitungan tercantum pada Tabel 4.2 dan Gambar 4.2

Tabel 4.2
Perbandingan Dimensi Aktual dan Perhitungan Saluran Terbuka II

Dimensi	Aktual	Perhitungan
Lebar Permukaan (b)	4,2	3,0
Lebar Dasar (B)	1,5	1,6
Kedalaman air (h)	1,2	1,2
Kedalaman saluran (d)	1,7	1,4
Panjang dinding saluran (a)	2,1	1,6



Gambar 4.2

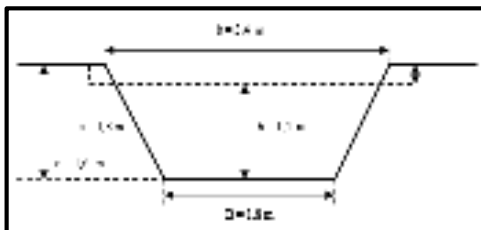
Dimensi Saluran Hasil Perhitungan

4.2.4 Perbandingan Dimensi Saluran Terbuka III

Saluran terbuka 3 terletak di daerah tangkapan hujan 5, saluran ini terletak di disimpang 4. Saluran ini di alirkan ke Saluran terbuka 4. Debit yang masuk ke saluran terbuka 3 ini berasal dari DTH 5, dan Debit dari saluran terbuka 2. Dinding saluran terbuat dari tanah tanpa ada penyemenan, sehingga koefisien kekasaran manning yang digunakan adalah 0,025. Perbandingan dimensi saluran terbuka III antara aktual dan perhitungan tercantum pada Tabel 4.3 dan Gambar 4.3

Tabel 4.3
Perbandingan Dimensi Aktual dan Perhitungan Saluran Terbuka III

Dimensi	Aktual	Perhitungan
Lebar Permukaan (b)	4,3	3,4
Lebar Dasar (B)	1,4	1,8
Kedalaman air (h)	1,2	1,4
Kedalaman saluran (d)	1,5	1,6
Panjang dinding saluran (a)	2,1	1,8



Gambar 4.3

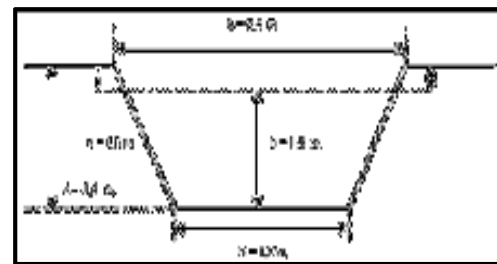
Dimensi Saluran Hasil Perhitungan

4.2.5 Perbandingan Dimensi Saluran Terbuka IV

Saluran terbuka 4 terletak di daerah tangkapan hujan 6, Debit yang masuk ke saluran terbuka 4 berasal dari Saluran Terbuka 3, dan DTH 6. Perbandingan dimensi saluran terbuka IV antara aktual dan perhitungan tercantum pada Tabel 4.4 dan Gambar 4.4

Tabel 4.4
Perbandingan Dimensi Aktual dan Perhitungan Saluran Terbuka IV

Dimensi	Aktual	Perhitungan
Lebar Permukaan (b)	4,4	3,5
Lebar Dasar (B)	1,8	1,9
Kedalaman air (h)	1,3	1,4
Kedalaman saluran (d)	2,0	1,6
Panjang dinding saluran (a)	2,4	1,9



Gambar 4.4

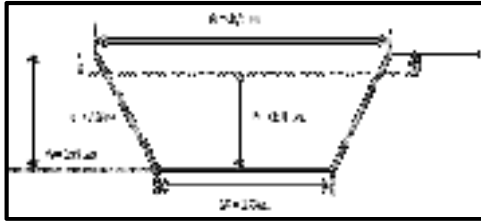
Dimensi Saluran Hasil Perhitungan

4.2.5 Perbandingan Dimensi Saluran Terbuka V

Saluran terbuka 5 terletak di daerah tangkapan hujan 3, Debit yang masuk ke saluran terbuka 5 ini berasal dari Saluran Terbuka 1, Saluran Terbuka 4, dan DTH 3. dan Perbandingan dimensi saluran terbuka IV antara aktual dan perhitungan tercantum pada Tabel 4.5 dan Gambar 4.5

Tabel 4.5
Perbandingan Dimensi Aktual dan Perhitungan Saluran Terbuka V

Dimensi	Aktual	Perhitungan
Lebar Permukaan (b)	4,6	5,3
Lebar Dasar (B)	2,2	2,8
Kedalaman air (h)	1,5	2,1
Kedalaman saluran (d)	2,1	2,4
Panjang dinding saluran (a)	2,3	2,8



Gambar 4.5
Dimensi Saluran Hasil Perhitungan

Dari dimensi aktual dan perhitungan saluran terbuka I hingga saluran terbuka V dapat diketahui bahwa dimensi saluran terbuka I, II, III, dan IV secara aktual sudah memenuhi debit air yang akan masuk sehingga tidak perlu adanya penambahan dimensi pada saluran terbuka I, II, III, dan IV. Kemudian untuk saluran terbuka V berdasarkan perbandingan antara dimensi aktual dan perhitungan, perlu adanya penambahan dimensi pada saluran terbuka V agar dapat menampung debit air yang masuk, sehingga rekomendasi dari dimensi saluran terbuka V tersebut menjadi:

Rekomendasi Dimensi Saluran Terbuka V :

- Kemiringan dinding saluran (α) = 60°
- Kedalaman air (h) = 2,12 m
- Kedalaman saluran (d) = 2,43 m
- Lebar dasar saluran (B) = 2,81 m
- Lebar permukaan (b) = 5,28 m
- Panjang sisi luar saluran (a) = 2,81 m

4.2.6 Gorong - gorong

Gorong – gorong dibuat untuk menyambung aliran air dari saluran terbuka yang melintas pada jalan angkut. Pada pit C2 ada 3 daerah yang dipasang gorong – gorong. Gorong – gorong tersebut berada pada saluran terbuka 2, saluran terbuka 3 dan terdapat di saluran terbuka 5. Untuk mengetahui perbandingan kondisi aktual dan perhitungan pada gorong – gorong tercantum pada (Tabel 4.6)

Tabel 4.6
Perbandingan Kondisi Aktual dan Perhitungan pada Gorong – Gorong

Kondisi	Jumlah Aktual	Jumlah Perhitungan
Gorong – gorong 2	1	2
Gorong – gorong 3	1	2
Gorong – gorong 5	2	3

Rekomendasi jumlah gorong – gorong yang dibutuhkan yaitu dengan adanya

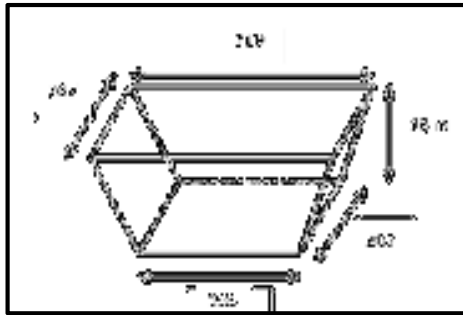
penambahan 1 Line gorong gorong pada tiap – tiap lokasi, sehingga untuk gorong – gorong 2 perlu adanya 2 line gorong – gorong, gorong – gorong 3 perlu adanya 2 line gorong – gorong, gorong – gorong 5 perlu adanya 3 line gorong – gorong. masing – masing tiap 1 line gorong – gorong menggunakan gorong – gorong berdiameter 0,90 m.

4.3. Kajian Volume Sumuran (Sump)

Volume *sump* ditentukan dengan menggabungkan grafik intensitas hujan yang dihitung dengan teori *Mononobe* pada waktu tertentu dengan debit pemompaan pada waktu tertentu. Selisih terbesar dari grafik debit air dengan kapasitas pemompaan merupakan volume *sump* yang dibutuhkan. Volume *sump* haruslah dipertimbangkan dengan baik agar dapat menampung air limpasan yang masuk, sehingga perlu dilakukan kajian terhadap kapasitas *sump* yang ada, supaya pada waktu kondisi hujan air tidak melebihi kapasitas *sump* yang ada serta tidak mengganggu kegiatan penambangan. Total debit air yang masuk ke dalam *sump pit C2* sebesar 124.006,95 m³/jam. Dengan volume *sump* saat ini sebesar 365.875 m³ dan waktu pemompaannya selama 20 jam (Lampiran F). Perhitungan dengan menggunakan teori *Mononobe* dan grafik pemompaan untuk mendapatkan volume *sump* terbesar. Dari perhitungan tersebut di dapatkan volume *sump* sebesar 404.559 m³. Selanjutnya volume inilah yang digunakan sebagai acuan dalam menentukan *sump* di *pit C2* dengan memperhatikan alat gali (Komatsu PC 1250). *Sump* ini nantinya diharapkan mampu menampung air limpasan yang masuk ke dalam *sump*. Hasil perhitungan volume *sump* dan grafik penentuan volume *sump* tercantum pada (Lampiran F).

Dimensi *Sump* setelah dilakukan perbaikan adalah sebagai berikut :

- Panjang permukaan *sump* (P1) = 219 m
- Lebar permukaan *sump* (L1) = 207 m
- Panjang dasar *sump* (P2) = 207 m
- Lebar dasar *sump* (L2) = 195 m
- Kedalaman = 10 m
- Volume = 404.559 m³



Gambar 4.6

Bentuk dan Dimensi Sump

4.4 Kajian Sistem Pemompaan

Sistem pemompaan aktual yang ada di *Sump pit* C2 adalah sistem seri. Pompa yang digunakan adalah pompa Multiflo 420 E dan Multiflo 420EX sebanyak 1 unit masing-masing dengan waktu pemompaan 20jam/hari.

4.4.1.Perbandingan Kapasitas Pompa Spesifikasi dan Aktual

Kapasitas spesifikasi pompa yang ada pada mesin (Lampiran I) dengan cara membaca spesifikasi yang terdapat pada alat tersebut. Kapasitas pompa aktual didapat dari PT. Saptaindra Sejati. Perbandingan kapasitas serta *head* aktual dan spesifikasi pompa Multiflo 420 E dan Multiflo 420 EX masing – masing sebanyak 1 pompa dapat dilihat pada Tabel 4.6.

Tabel 4.6

Perbandingan Kapasitas Pompa Spesifikasi dan Aktual

Model	Kapasitas Spesifikasi (m ³ /jam)	Kapasitas Aktual (m ³ /jam)	Head Spesifikasi (m)	Head Aktual (m)
MULTIFLO 420 E	420	10,26	120	119,25
MULTIFLO 420 EX	420	11,14	120	118,70

4.4.2.Analisis Kebutuhan Pompa di *Sump Pit* C2

Pada *sump pit* C2 terdapat 2 buah pompa, yaitu pompa Multiflo 420 E dengan debit 654,2 m³/jam dan Multiflo 420 EX dengan debit 1088,4 m³/jam. Apabila menggunakan 2 unit pompa dengan debit total 1742,6 m³/jam untuk mengeluarkan air limpasan sebesar 367.875 m³/jam dan waktu pemompaannya selama 20 jam.

4.4.4.Alternatif Sistem Pemompaan pada *Sump Pit* C2

Berdasarkan perhitungan data curah hujan pada tahun 2009-2017, diperoleh total volume air yang masuk ke *sump pit* C2 sebesar 124.006,95 m³/hari sedangkan volume total pemompaan oleh 2 buah pompa Multiflo sebesar 1.742,6 m³/jam. Jumlah pompa yang disarankan untuk digunakan pada *sump pit* C2 apabila ingin dilakukan pengeringan yaitu 3 unit, dengan penambahan 1 pompa *type* dan spesifikasi pompa yang sama yaitu pompa Multiflo 420 E . Dengan penggunaan 3 unit pompa pada *sump pit* C2, jam jalan pompa 20 jam/hari.

4.4 Kolam Pengendapan

Air tambang hasil pemompaan dari sumuran *pit* C2 selanjutnya dialirkan kedalam kolam pengendapan hal ini bertujuan untuk memisahkan padatan dengan air yang semula keruh menjadi jernih.

Penentuan lama pengerukan *settling pond* didasarkan atas kecepatan pengendapan vertikal material dalam kolam pengendapan, *debit* keluaran pipa dan volume lumpur yang masuk. Prinsip pengendapan hanya memperkecil kecepatan horizontal, sehingga material yang tersuspensi mendapat kesempatan untuk mengendap

Pada lokasi kolam pengendapan *pit* C2 terdapat 21 kompartemen dengan volume kolam tercantum pada (Tabel 4.7)

Tabel 4.7

Volume Kolam Pengendapan

Kompartemen	Volume (m ³)
1	11.336,6
2	7.526,4
3	6.660,0
4	6.345,0
5	5.686,4
6	5.965,0
7	6.820,9
8	13.400,5
9	11.022,7
10	5.022,0
11	4.753,8
12	4.084,8
13	4.866,3
14	5.006,2
15	5.215,0
16	4.380,5
17	4.792,8
18	5.367,4
19	7.920,3

Lanjutan Tabel 4.7

20	7.388,2
21	6.373,3
Total	139.107,0

Dimensi kolam pengendapan yang ada saat ini sudah cukup baik untuk mengendapkan lumpur, bentuk kolam pengendapan yang ada yaitu berbentuk persegi panjang dan berliku – liku. Kolam pengendapan dibuat berliku – liku supaya kecepatan air dan material yang masuk dapat diperkecil, dengan kecepatan aliran yang kecil maka waktu yang dibutuhkan oleh air dan material untuk keluar dari kolam pengendapan semakin lama, sehingga material mempunyai waktu yang cukup untuk mengendap.

Dari hasil perhitungan persen *solid* yang didapatkan dari kolam pengendapan *pit C2* yaitu 0,06 % dengan *debit* total yang masuk adalah 16,09 m³/detik, sehingga rumus yang digunakan untuk menghitung kecepatan pengendapan adalah dengan menggunakan hukum *stokes*.

Waktu pengerukan pada tiap tiap kompartemen tercantum pada (Tabel 4.8) , dilakukan pengerukan supaya tidak adanya pendangkalan pada dasar kompartemen.

Tabel 4.8
Waktu Pengerukan Tiap Kompartemen

Kompartemen	Persen Padatan (%)	Waktu Pengerukan (hari)
1	89	216
2	84	229
3	83	232
4	84	231
5	80	241
6	81	239
7	86	224
8	93	206
9	92	209
10	70	276
11	67	287
12	63	304
13	69	280
14	70	274
15	70	275
16	65	296
17	70	274
18	73	264
19	87	222
20	87	221
21	85	221

V. PENUTUP

5.1. Kesimpulan

- Parameter kajian sistem penyaliran tambang di *Pit C2* PT. Saptaindra Sejati yang terdiri dari :
 - Berdasarkan data curah hujan dari tahun 2009 hingga 2017. Curah hujan rencana didapatkan sebesar 120,67 mm dan Intensitas curah hujan sebesar 41,52 mm/jam
 - Daerah tangkapan hujan di *Pit C2* PT. Saptaindra Sejati site SAMO yang masuk ke dalam bukaan tambang terdiri dari 1 DTH dengan luas total sebesar 3,32 km².
 - Total debit air yang masuk ke *Pit C2* yaitu air limpasan 50,54 m³/detik dengan periode ulang 4 tahun dan resiko hidrologi sebesar 89,99 %.
- Berdasarkan dimensi saluran terbuka aktual dan hasil perhitungan secara teoritis , bahwa saluran terbuka I , II , III, dan IV telah memenuhi syarat dan untuk saluran terbuka V perlu dilakukan pembesaran dimensi ,dan agar dapat mengalirkan air limpasan sesuai rencana. Sehingga dimensi untuk saluran terbuka V sebagai berikut :

$$\alpha = 60^\circ; h = 2,1 \text{ m}; d = 2,4 \text{ m}; b = 5,3 \text{ m};$$

$$B = 2,8 \text{ m}; a = 2,8 \text{ m}.$$
- Volume *sump* dengan memperhitungkan debit air yang masuk ke sumuran dengan debit pompa yang di keluarkan, maka didapatkan volume sumuran *Pit C2* sebesar 404.559 m³ , dengan rekomendasi dimensi *sump* :
 - Panjang permukaan = 219 m
 - Lebar permukaan = 207 m
 - Panjang dasar = 207 m
 - Lebar dasar = 195 m
 - Kedalaman = 10 m
- Untuk mengontrol elevasi permukaan air pada sumuran *pit C2* agar tetap pada elevasi semula, dalam 1 hari hujan maka diperlukan 3 unit pompa dengan debit yang sama yaitu 2.396,8 m³/jam untuk memompa air limpasan hujan dalam waktu 1 hari .
- Kolam Pengendapan terdiri dari 21 kompartemen , memiliki volume yang terkecil 4.084,8 m³ dan terbesar 13.400,5 m³ , sudah memenuhi kapasitas yang dibutuhkan , dan waktu pengerukan tercepat yaitu 206 hari dan terlama yaitu 304 hari

5.2. Saran

1. Perlu adanya perawatan dan perbaikan pada dimensi saluran terbuka secara berkala agar tidak terjadi pengendapan material yang berlebih sehingga saluran terbuka dapat berfungsi dengan baik.
2. Perawatan pompa perlu dilakukan secara berkala agar tidak terjadi kerusakan pada pompa.

DAFTAR PUSTAKA

Bambang Triatmodjo, 2009, *Hidrogeologi Terapan*, Beta Offset, Yogyakarta.

Chay Asdak, 2004, *Hidrologi dan Pengelolaan Daerah Aliran Sungai*, Gajah Mada University Press, Yogyakarta.

Darman, H. dan Sidi, F.H., 2000, *An Outline of The Geology of Indonesia*, Ikatan Ahli Geologi Indonesia.

Gautama, Rudi Sayoga, 1999, *Sistem Penyaliran Tambang*, Institut Teknologi Bandung.

I Made Kamiana, *Teknik Perhitungan Debit Rencana Bangunan Air*, Graha Ilmu, Yogyakarta.

Partanto Prodjosumarto, 1994, *Rancangan Kolam Pengendapan Sebagai Perlengkapan Sistem Penirisan Tambang*, Bandung.

Peter Eka Rosadi, *Mekanika Fluida*, Universitas Pembangunan Nasional "Veteran" Yogyakarta.

PT. Berau Coal (2018), *Geology and Exploration Department*, (Tidak di publikasikan)

PT. Berau Coal (2018), *Dokumen Mine Plan Control Department* (Tidak di publikasikan).

Sosrodarsono, Suyono., Takeda, Kensaku. (1983), *Hidrologi Untuk Pengairan*. Penerbit Pradnya Paramita. Jakarta.

Soemarto, C.D. *Hidrologi Teknik*. Penerbit Erlangga. Jakarta.

Sularso, Haruo Tahara . 2006, *Pompa dan Kompresor*, PT Pradnya Paramita, Jakarta.

Suripin, 2004, *Sistem Drainase Perkotaan yang Berkelanjutan*, Andi Offset, Demangan Baru, Yogyakarta.

Suyono S, 2003, *Hidrologi Untuk Pengairan*, PT. Pradnya Paramita, Jakarta

Estimasi Sumberdaya Batu Andesit Dengan Metode Cross Section di PT. Harmak Indonesia Dusun Clapar 3, Hargowilis, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Daerah Istimewa Yogyakarta

Eddy Winarno, Arif Kurniawan, Suyono

UPN "Veteran" Yogyakarta

Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN "Veteran" Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55238
No. HP : 081237149646, email: arifrahmanmkii@gmail.com

ABSTRACT

PT. Harmak Indonesia is a company who work in mining industry andessite. PT.Harmak Indonesia is located in Hargowilis Village, Kokap District, Kulon Progo District, Daerah Istimewa Yogyakarta Province. Material Andesite is like compact and alot of amount. Andesite is need for material building, so andesite who located in PT. Harmak is goog for investation in mining sector.

The problem who happen is lessdata detail about amount mineral resources andesite. So a company need data detaily with direct observation geology structur and topography mineral resources from waste until counting of mineral resources in PT. Harmak Indonesia.

Efforts get amount of mineral resources andesite use cross section methode with rule of gradual chgange, data will process use AutoCad software and Quicksurf. This methode is chose by characteristic andesite, character andesite is homogen with formula from software. Research is limited elevation 250 meter above sea level, top soil thick's 1,5 - 2 m. calculation mineral resources andesite in PT. Harmak Indonesia have a result 25.666.357 m³ use 4 m distance of cross section.

RINGKASAN

PT. Harmak Indonesia merupakan perusahaan yang bergerak di bidang industri pertambangan batu Andesit yang terletak di Desa Hargowilis, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Provinsi Daerah Istimewa Yogyakarta. Bahan galian andesit yang terdapat di Desa Hargowilis, Kecamatan Kokap terlihat sangat kompak dan dengan jumlah yang banyak. Kebutuhan Andesit sebagai bahan bangunan pada saat ini cukup banyak. Oleh karena itu bahan galian andesit yang ada di lokasi tersebut sangat baik untuk dapat dikembangkan menjadi suatu kegiatan investasi di sektor pertambangan.

Permasalahan yang terjadi saat ini adalah belum terdapat data terperinci mengenai jumlah perhitungan Sumberdaya batu Andesit, sehingga dibutuhkan data-data yang akurat melalui pengamatan langsung terhadap kondisi struktur geologi daerah dan keadaan topografi endapan batu Andesit dan nisbah pengupasan di PT. Harmak Indonesia hingga perhitungan besar sumberdaya.

Paya yang dapat dilakukan agar mendapatkan jumlah total perhitungan Sumberdaya batu Andesita dalah dengan metode Cross Section dengan pedoman Rule of Gradual Change menggunakan software AutoCad dan Quicksurf. Pemilihan metode tersebut didasarkan atas sifat Andesit yang bersifat homogen, perhitungan dengan rumus yang sudah ditentukan. Metode Cross Section dipilih dengan mempertimbangkan bahan galian yang akan diteliti. Estimasi sumberdaya batu Andesit pada daerah penelitian, dibatasi sampai elevasi terendah 250 m di atas permukaan air laut, dengan tebal lapisan tanah penutup sekitar 1,5-2 meter. Perhitungan estimasi sumberdaya batu Andesit di PT. Harmak Indonesia dengan hasil optimal ada pada jarak sayatan 4m dengan volume sebesar 25.666.357 m³.

1. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

Pertumbuhan perekonomian di Indonesia dalam dekade terakhir ini berputar sangat cepat. Seiring dengan peningkatan jumlah penduduk dan perekonomian negara, maka pembangunan konstruksi bangunan dan jalan akan semakin pesat. Peningkatan pembangunan konstruksi bangunan dan jalan ini berpengaruh pada peningkatan kebutuhan bahan material dasar salah satunya yaitu batu Andesit. Peningkatan pembangunan tersebut memotivasi pihak

yang bergerak di bidang industri pertambangan untuk melakukan kegiatan eksplorasi dan eksploitasi salah satu komoditas tambang yaitu batu Andesit.

Kabupaten Kulon Progo merupakan daerah yang memiliki potensi batu Andesit yang melimpah, sehingga potensi daerah tersebut merupakan alternatif yang dipilih untuk dilakukan penyelidikan dan kemungkinan pengembangannya. PT. Harmak Indonesia sebagai pemilik IUP pertambangan batu Andesit berencana melakukan eksploitasi, sehingga salah satu tahapan yang dilakukan adalah eksplorasi.

Salah satu kegiatan yang dilakukan pada saat eksplorasi yaitu perhitungan sumberdaya batu Andesit. Perhitungan sumberdaya berperan penting dalam menentukan jumlah, kualitas dan kemudahan dalam eksplorasi secara komersial dari suatu komoditas tambang sebab hasil dari perhitungan sumberdaya yang baik dapat menentukan sasaran produksi, cara penambangan yang akan dilakukan bahkan dalam memperkirakan waktu dan biaya yang dibutuhkan oleh perusahaan dalam melaksanakan usaha penambangannya

Dalam perhitungan sumberdaya terdapat berbagai metode yang dapat dipergunakan untuk menghitung hingga akhirnya mengetahui besarnya sumberdaya batu Andesit. Salah satu metode perhitungan sumberdaya yaitu dengan menggunakan metode Cross Section. Hasil dari eksplorasi batu Andesit akan dipergunakan sebagai dasar dalam melakukan kajian studi kelayakan tambang dan sebagai persyaratan perusahaan dalam mengajukan Ijin Usaha Pertambangan Operasi Produksi.

1.2. Permasalahan

Pada perusahaan belum terdapat data terperinci mengenai jumlah perhitungan sumberdaya batu Andesit, sehingga dibutuhkan data yang akurat melalui pengamatan langsung terhadap kondisi geologi daerah dan keadaan topografi hingga perhitungan sumberdaya. Maka dilakukan perhitungan sumberdaya dengan metode Cross Section dengan pedoman Rule of Gradual Change.

1.3. Tujuan Penelitian

Adapun tujuan penelitian ini adalah :

1. Mengetahui jumlah sumberdaya batu Andersit di Wilayah Ijin Usaha Pertambangan PT. Harmak Indonesia dengan menggunakan metode Cross Section.
2. Mengetahui pengaruh jarak sayatan Cross Section terhadap keakurasian sumberdaya batu Andesit.
3. Mengetahui persen kesalahan penaksiran sumberdaya batu Andesit berdasarkan jarak sayatan dan menentukan jarak sayatan yang optimal.

1.4. Batasan Masalah

Batasan masalah dalam penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Mengetahui jumlah sumberdaya batu Andersit di Wilayah Ijin Usaha Pertambangan PT. Harmak Indonesia dengan menggunakan metode Cross Section.
2. Mengetahui pengaruh jarak sayatan Cross Section terhadap keakurasian sumberdaya batu Andesit.
3. Mengetahui persen kesalahan penaksiran sumberdaya batu Andesit berdasarkan jarak sayatan dan menentukan jarak sayatan yang optimal.

1.5. Tahapan Penelitian

Dalam hal ini akan diuraikan tahap-tahap pemecahan masalah yang ada selama penelitian dilakukan. Adapun metode penelitian yang dilakukan

antara lain :

1. Studi Literatur
2. Observasi Lapangan
3. Pengambilan Data
4. Pengolahan Data
5. Hasil Penelitian
6. Kesimpulan

1.6. Manfaat Penelitian

Dari hasil penelitian dapat digunakan PT. Harmak Indonesia untuk menghitung dan mengetahui kuantitas sumberdaya batu Andesit dalam mendukung kegiatan eksplorasi..

II. TINJAUAN UMUM

2.1. Lokasi dan Kesampaian Daerah

Lokasi WIUP PT. Harmak Indonesia Secara astronomis terletak pada 110°07'45,6" BT - 110°08'09,9" BT dan 7°27'24,1" LS - 7°47'45,5" LS. Secara administratif terletak pada, Dusun Clapar 3, Desa Hargowilis, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Provinsi Daerah Istimewa Yogyakarta dengan batas daerah:

- a. Sebelah Utara berbatasan dengan Desa Sidomulyo, Kecamatan Pengasih, Kabupaten Kulon Progo.
- b. Sebelah Barat Desa Hargotirto, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo.
- c. Sebelah Selatan berbatasan dengan Desa Hargorejo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo.
- d. Sebelah Timur berbatasan dengan Desa Sendangsari & Desa Karang Sari, Kecamatan Pengasih, Kabupaten Kulon Progo.

Lokasi WIUP PT. Harmak Indonesia dapat ditempuh melalui perjalanan darat berupa jalan aspal dan jalan hauling tambang dengan menggunakan kendaraan bermotor baik sepeda motor maupun mobil melalui beberapa jalan alternatif :

- a. Dari arah Yogyakarta ditempuh kurang lebih 75 menit, kearah barat melalui jalan Jogja – Godean – Pengasih - Wates lalu masuk ke Desa Hargowilis sejauh 3 km.

PT. Harmak Indonesia mempunyai lokasi WIUP seluas 28,5 Ha.



Gambar 2.1.

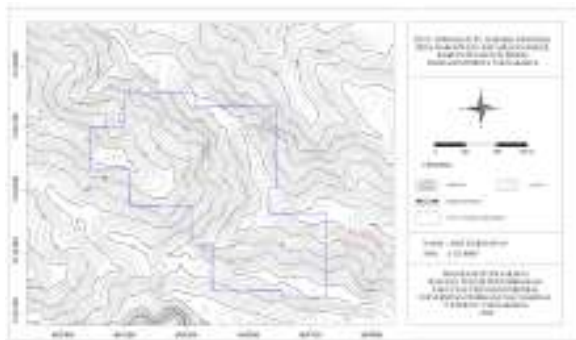
Peta Lokasi Kesampaian Daerah Penelitian

III. HASIL PENELITIAN

3.1. Keadaan Topografi

Daerah penelitian berada di Desa Hargowilis, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo. Kontur terendah daerah penelitian berada pada ketinggian 250 mdpl dan kontur tertinggi daerah penelitian berada pada ketinggian 450 mdpl. Daerah penelitian yang digambarkan melalui peta topografi mempunyai skala sebesar 1:10.000 dengan kontur interval 5 m (Lampiran A). Desa Hargowilis merupakan daerah dengan kontur perbukitan apabila dilihat dari kondisi lapangannya.

Pengamatan yang dilakukan secara visual dilapangan menunjukkan bahwa deposit batu Andesit yang tersingkap di wilayah IUP PT Harmak Indonesia memiliki warna abu-abu kehitaman, dengan penyebaran luas, tekstur beragam kasar dan halus, serta deposit batu Andesit tersebut tidak merata. Di beberapa tempat terlihat permukaan andesit berwarna abu-abu kecoklatan, hal ini disebabkan oleh cuaca dan iklim pada daerah tersebut yang menyebabkan batuan tersebut mengalami pelapukan (dapat dilihat pada Gambar 3.1).



Gambar 3.1.

Peta Topografi Wilayah IUP Daerah Penelitian

Tabel 3.1.

Koordinat Batas Wilayah IUP daerah Penelitian

No.	Lintang Selatan			Bujur Timur		
	Derajat	Menit	Detik	Derajat	Menit	Detik
1	S7	47	24.1	E110	7	48.9
2	S7	47	24.2	E110	7	56.4
3	S7	47	25.5	E110	7	56.4
4	S7	47	25.5	E110	8	04.9
5	S7	47	34.1	E110	8	04.9
6	S7	47	34.1	E110	8	04.2
7	S7	47	36.7	E110	8	04.2
8	S7	47	36.7	E110	8	10.2
9	S7	47	45.5	E110	8	10.2
10	S7	47	45.5	E110	8	05.5
11	S7	47	44.8	E110	8	05.5
12	S7	47	44.8	E110	7	58.2
13	S7	47	40.0	E110	7	58.2
14	S7	47	40.0	E110	7	56.0
15	S7	47	35.9	E110	7	56.0
16	S7	47	35.9	E110	7	49.6
17	S7	47	32.2	E110	7	49.7
18	S7	47	32.2	E110	7	45.4
19	S7	47	27.6	E110	7	45.4
20	S7	47	27.6	E110	7	48.9

3.2. Sayatan dan Penampang Daerah Penelitian

Pembuatan sayatan dilakukan dengan memotong topografi kearah Utara-Selatan dan Barat-Timur seluas batasan daerah penelitian, dengan demikian akan didapat gambar penampang yang menunjukkan kedalaman dari endapan. Berdasar data yang telah didapat, maka akan didapat pula luas dari masing-masing penampang dengan menggunakan software Autocad. Volume batu Andesit didapatkan dengan menggunakan pendekatan rumus Mean Area. Hasil perhitungan volume Andesit dapat dilihat pada Tabel 4.1.

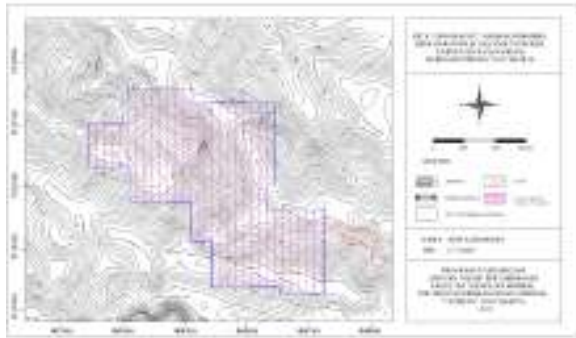
Adapun langkah - langkah yang dilakukan adalah sebagai berikut :

- a. Membuat sayatan pada peta topografi daerah penelitian dengan jarak antar sayatan 2, 3, 4, 5, 10, 15, 20, 25 dan 50 meter sesuai dengan keadaan geologi yang diasumsikan dapat mewakili daerah sekitarnya. Dalam hal ini dibuat sayatan sebanyak 165 sayatan. Peta Sayatan pada Lampiran B halaman 41.
- b. Setelah itu menghitung luas dari masing - masing penampang dengan menggunakan Software AutoCad dan Quicksurf.
- c. Menghitung volume Batu Andesit secara keseluruhan dengan menggunakan rumus Mean Area ataupun rumus Frustum serta dibuat dalam bentuk tabel.

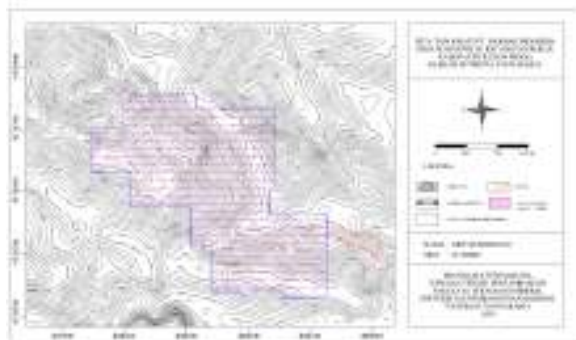
3.3. Hasil Perhitungan

Perhitungan yang digunakan untuk menghitung volume sumberdaya batu Andesit pada daerah penelitian menggunakan metode Cross Section dengan pedoman Rule of Gradual Change. Penggunaan metode dan pedoman tersebut dikarenakan penampang yang digunakan untuk perhitungan mempunyai luas yang relatif sama.

Berikut tabel hasil perhitungan volume dan tonase bahan galian batu andesit di PT Harmak Indonesia. Perhitungan yang dilakukan supaya mendapatkan hasil total sumberdaya yang lebih optimal maka dilakukan beberapa variasi jarak sayatan, dengan menggunakan sayatan 2 m, 3 m, 4 m, 5 m, 10 m, 15 m, 20 m, 25 m dan 50 meter. 1.



Gambar 3.2
Peta Penampang Sayatan Arah Utara – Selatan



Gambar 3.3
Peta Penampang Sayatan Arah Barat – Timur

Tabel 3.2.
Hasil Perhitungan Volume Sumberdaya Batu Andesit

Jarak Sayatan (m)	Volume Batu Andesit (m ³)	
	Sayatan Barat - Timur	Sayatan Utara - Selatan
2	25.787.790	25.652.565
3	25.719.648	25.651.006
4	25.666.357	25.657.033
5	25.738.183	25.593.105
10	25.666.751	25.618.172
15	25.838.512	25.503.125
20	25.665.029	25.392.882
25	25.415.806	25.102.760
50	25.082.340	25.000.543

IV. PEMBAHASAN

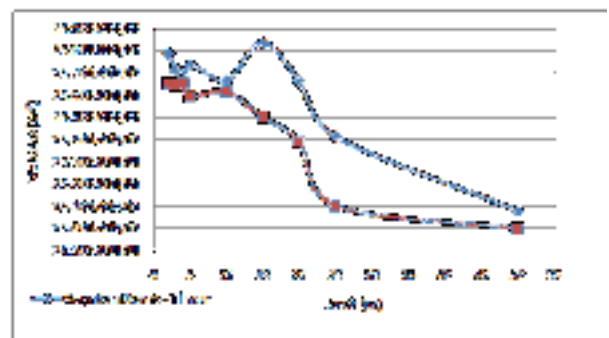
4.1. Sumberdaya Batu Andesit di Wilayah IUP PT. Harmak Indonesia

Dalam penerapan metode penaksiran sumberdaya umumnya tergantung pada keadaan geologi, metode eksplorasi, biaya, waktu, tujuan, dan keakurasian atau ketelitian yang diperlukan. Selain itu jenis dan bentuk

bahan galian yang akan dilakukan perhitungan sumberdaya juga turut berpengaruh dalam pemilihan metode perhitungan.

Perhitungan sumberdaya batu andesit dengan cara membuat sayatan yang saling sejajar satu sama lain. Perhitungan luas antar penampang dilakukan pada bidang sayatan yang memiliki arah yang sama pada setiap penampang. Hasil rata-rata luas antara dua penampang dikalikan dengan jarak antar penampang maka diperoleh volumenya. Rumus ini hanya berlaku jika masing – masing luas antar penampang yang akan dicari volumenya tidak memiliki perbedaan diatas 50%. Selain itu, untuk mendapatkan tonase, maka volume dapat dikalikan dengan berat jenis batu andesit.

Penerapan metode *Cross Section* dengan pedoman *Rule of Gradual Change* dalam perhitungan diawali dari penarikan garis batas sumberdaya. Penarikan garis batas Sumberdaya dengan menerapkan pedoman *Rule of Gradual Change* melalui batas terluar dari daerah penelitian. Jarak antar sayatan yang didapatkan dari penarikan garis atau jarak dari antara dua penampang sayatan. Selanjutnya volume sumberdaya dengan perhitungan yang berpedoman pada *Rule of Gradual Change* sehingga didapat volume.



Gambar 4.1.
Grafik Hubungan Antara Volume dengan Jarak Sayatan

4.2. Pengaruh Jarak Sayatan Cross Section Terhadap Keakurasian Sumberdaya Batu Andesit

Perhitungan Sumberdaya di PT. Harmak Indonesia menggunakan perbandingan beberapa sayatan dengan jarak yang berbeda. Jarak yang digunakan yaitu 2 m, 3 m, 4 m, 5 m, 10 m, 15 m, 20 m, 25 m dan 50 m. Pemakaian beberapa jarak sayatan ditujukan untuk mengetahui perhitungan dengan hasil yang optimal yaitu mendapatkan hasil yang mendekati sama antara jarak masing – masing sayatan.

Dilihat dari Tabel 3.2 tentang Hasil perhitungan volume sumberdaya batu Andesit terlihat beberapa perbedaan hasil volume maupun tonase antar jarak sayatan. Perbedaan hasil tersebut dikarenakan keadaan permukaan topografi yang berbentuk perbukitan. Topografi yang berupa perbukitan berpengaruh terhadap hasil perhitungan volume ataupun tonase dikarenakan luas area sayatan

perbukitan bisa memiliki perbedaan yang cukup besar diantara masing masing sayatan yang berdekatan. Pengaruh yang lain berupa bentuk WIUP yang tidak sama sisi. Bentuk WIUP yang tidak sama sisi memiliki pengaruh terhadap panjang garis penampang melintang / cross section yang menyebabkan perhitungan luas area sayatan berbeda meski letak garis penampang berdekatan.

Hasil perhitungan sayatan pada penampang melintang secara Barat - Timur atau Membujur lebih optimal . Hal ini dikarenakan perhitungan relatif kesalahan yang nilainya paling kecil dan hasil perhitungan volume dengan selisih yang tidak jauh berbeda pada penaksiran dengan jarak sayatan yang lebih rapat. Pada perhitungan hasil sayatan dengan interval / jarak sayatan yang lebih besar lingkup area yang dihitung tidak maksimal dikarenakan keadaan topografi yang berupa pegunungan yang perbedaan tinggi / elevasi yang cukup signifikan. Perbedaan tinggi topografi dalam perhitungan luas area sayatan sangat berpengaruh karena semakin tinggi suatu pegunungan luas area yang didapatkan semakin besar dengan asumsi batas elevasi terendah daerah penelitian sama untuk setiap sayatan. Sehingga jarak / interval antar sayatan terlalu jauh dengan topografi yang berupa pegunungan menyebabkan hasil perhitungan luas area dengan perbedaan perbedaan yang cukup besar. Perbedaan luas area yang cukup besar dan jarak sayatan yang panjang menyebabkan perolehan hasil perhitungan yang kurang representatif. Dengan demikian untuk mendapatkan hasil perhitungan sumberdaya yang lebih optimal maka jarak antar sayatan yang digunakan adalah yaitu pada interval 4 m.

Diantara jarak sayatan pada tabel 5.1 tersebut jika dilihat dari volume yang dihasilkan maka jarak yang dianggap menghasilkan hasil perhitungan yang optimal adalah dengan volume 25.666.357 m³ yaitu pada jarak sayatan 4 m pada sayatan Barat – Timur.

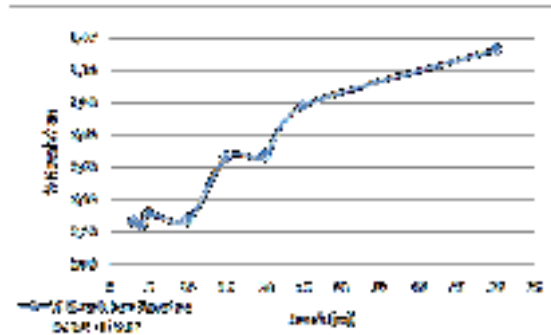
4.3. Kesalahan Penaksiran Sumberdaya Batu Andesit dan Penentuan Jarak Sayatan yang Optimal

Perhitungan sumberdaya terdapat kesalahan estimasi yang dapat disebabkan oleh kesalahan perhitungan, kesalahan pengambilan data, kesalahan pembulatan angka, dll. Berikut perhitungan kesalahan estimasi Utara - Selatan dan Barat – Timur

Tabel 4.1
Hasil Perhitungan Kesalahan Estimasi Arah Sayatan Barat - Timur

Jarak Sayatan (m)	Volume (m ³)	Kesalahan Estimasi (%)
3	25.719.648	0,26
4	25.666.357	0,25
5	25.738.183	0,32
10	25.666.751	0,28

15	25.838.512	0,66
20	25.665.029	0,68
25	25.415.806	0,98
50	25.082.340	1,33



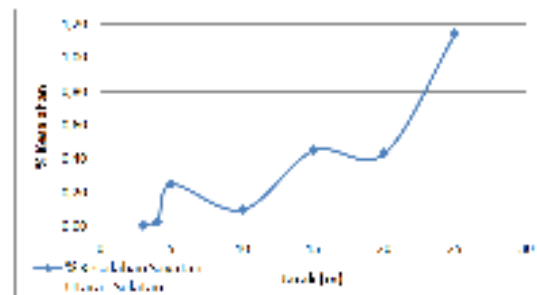
Gambar 4.2

Grafik Hubungan % Kesalahan Estimasi Dengan Jarak Antar Sayatan Pada Sayatan Barat – Timur

Hasil perhitungan dan grafik diatas merupakan hasil perhitungan kesalahan estimasi pada arah Barat - Timur. Berikut perhitungan kesalahan estimasi Utara – Selatan

Tabel 4.1
Hasil Perhitungan Kesalahan Estimasi Arah Sayatan Utara - Selatan

Jarak Sayatan (m)	Volume (m ³)	Kesalahan Estimasi (%)
3	25.651.006	0,01
4	25.657.033	0,02
5	25.593.105	0,25
10	25.618.172	0,10
15	25.503.125	0,45
20	25.392.882	0,43
25	25.102.760	1,14
50	25.000.543	0,41



Gambar 4.3

Grafik Hubungan % Kesalahan Estimasi Dengan Jarak Antar Sayatan Pada Sayatan Utara - Selatan

V. KESIMPULAN DAN SARAN

5.1. Kesimpulan

Berdasarkan hasil penelitian dan pembahasan yang telah dilakukan untuk mengetahui besar potensi Sumberdaya batu andesit di PT. Harmak Indonesia. Maka dapat disimpulkan sebagai berikut:

1. Perhitungan estimasi sumberdaya batu Andesit di PT. Harmak Indonesia dengan hasil optimal ada pada jarak sayatan 4 m dengan sayatan Barat – Timur dengan volume 25.666.357 m³
2. Pada penaksiran sumberdaya maka semakin rapat jarak sayatan maka akan dihasilkan penaksiran volume yang semakin optimal, dengan hasil sebagai berikut:
 - a. Arah Sayatan Barat – Timur.
 - 1) Jarak sayatan 2 m : 25.787.790 m³.
 - 2) Jarak sayatan 3 m : 25.719.648 m³.
 - 3) Jarak sayatan 4 m : 25.666.357 m³.
 - 4) Jarak sayatan 5 m : 25.738.183 m³.
 - 5) Jarak sayatan 10 m: 25.666.751 m³.
 - 6) Jarak sayatan 15 m : 25.838.512 m³.
 - 7) Jarak sayatan 20 m : 25.665.029 m³.
 - 8) Jarak sayatan 25 m : 25.415.806 m³.
 - 9) Jarak sayatan 50 m: 25.082.340 m³.
 - b. Arah Sayatan Utara – Selatan.
 - 1) Jarak sayatan 2 m : 25.644.817 m³.
 - 2) Jarak sayatan 3 m : 25.651.006 m³.
 - 3) Jarak sayatan 4 m : 25.657.033 m³.
 - 4) Jarak sayatan 5 m : 25.593.105 m³.
 - 5) Jarak sayatan 10 m: 25.618.172 m³.
 - 6) Jarak sayatan 15 m : 25.503.125 m³.
 - 7) Jarak sayatan 20 m : 25.392.882 m³.
 - 8) Jarak sayatan 25 m : 25.102.760 m³.
 - 9) Jarak sayatan 50 m: 25.000.543 m³.
3. Semakin rapat jarak antar sayatan maka akan semakin akurat hasil penaksiran sumberdaya, hal ini dikarenakan keadaan topografi yang berupa perbukitan sehingga semakin rapat jarak sayatan semakin besar daerah yang terwakili atau dapat mencakup setiap keadaan permukaan bumi / topografi dalam Wilayah Ijin Usaha Pertambangan. Berikut persentase (%) kesalahan sayatan Barat – Timur:
 - a. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 3 m : 0,26%
 - b. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 4 m : 0,25%
 - c. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 5 m : 0,32%
 - d. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 10 m : 0,28%
 - e. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 15 m : 0,66%
 - f. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 20 m : 0,68%
 - g. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 25 m : 0,98%
 - h. Kesalahan penaksiran dengan jarak sayatan 50 m : 1,33%
4. Pada wilayah yang konturnya tidak terlalu rapat, jarak sayatan dapat menggunakan interval yang

lebih jauh. Hal ini dikarenakan tingkat akurasi perhitungan yang tidak jauh berbeda dengan perhitungan pada kontur rapat dengan jarak sayatan yang berdekatan.

5.2. Saran

1. Dalam melakukan estimasi sumberdaya sebaiknya diperhatikan bentuk endapan, sifat endapan, dan kontinuitas endapan, sehingga akan mempermudah penentuan metode estimasi sumberdaya yang tepat dan didapatkan hasil yang lebih akurat.
2. Sayatan hendaknya dapat mewakili semua kondisi topografinya yaitu adanya lereng, bukit, dan lembah sehingga estimasi dapat mencapai hasil yang lebih optimal.

VI. DAFTAR PUSTAKA

- Abdul Rauf, 1998, "Perhitungan Cadangan Endapan Mineral", Jurusan Teknik Pertambangan Universitas Pembangunan "Veteran" Yogyakarta, Yogyakarta.
- Abdul Rauf, 1999, "Eksplorasi Tambang", Jurusan Teknik Pertambangan Universitas Pembangunan "Veteran" Yogyakarta, Yogyakarta.
- Agus Harjanto, 2011, "Vulkanostratigrafi Di Daerah Kulon Progo Dan Sekitarnya, Daerah Istimewa Yogyakarta", Jurusan Teknik Geologi Universitas Pembangunan "Veteran" Yogyakarta, Yogyakarta.
- Bemmelen, Van R.W. 1949, "The Geologi Of Indonesia", Volume 1A, General Geology Of Indonesia and Adjacent Archipelagoes, Government Printing Office, The Hague.
- Carras, Spero, 1980, "Sampling Evaluation and Basic Principles of Ore Reserve Estimation", Carras Mining and Associates.
- Popoff, Constantine C., 1966, "Computing Reserves of Mineral Deposit Principles and Conventional Methods", US. Department of Interior. Bureau of Mines.
- Sukandarrumidi., (1998), "Bahan Galian Industri", Gadjah Mada University Press, Yogyakarta.
- Umar Said, 2016, "Laporan Penelitian Perusahaan", PT Harmak Indonesia Yogyakarta.
- _____, SNI-4726-2011 (2011), "Pedoman Pelaporan Sumberdaya dan Cadangan Mineral", Direktorat Sumberdaya Mineral dan Batubara. Badan Standardisasi Nasional, Jakarta.

Analisis *Working Geometry Front Overburden Terhadap Cycle Time Backhoe di Pit D2PT Saptaindra Sejati Jobsite Binungan, Berau, Kalimantan Timur*

Prio Widodo, Mega Dwi Aprilia, Rika Ernawati

UPN “Veteran” Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55238
No. HP : 081299221854, email : megadwiapriliala@gmail.com

ABSTRACT

Research did for knowing and analyss affect working geometry against cycle time backhoe. It is did because cycle time backhoe is high so target production is not reached. Deppens on field, there are fronts narrow and low, its make dump truck hard to manuver.

For reached target production who plan, cycle time maximum backhoe is 34 second for PC2000 and 28 second for PC 1250. therefor is given working geometry width 35 m and hight 4 m for backhoe PC2000 and width 30m and hight 3,5 m for backhoe PC1250.

Repairing working area make cycle time backhoe PC 2000 31,91 second and cycle time backhoe PC1250 27,67 second.

RINGKASAN

Penelitian dilakukan untuk mengetahui dan menganalisis pengaruh *working geometry* terhadap *cycle time backhoe*. Hal ini dikarenakan *cycle time backhoe* besar sehingga target produksi bakhoe tidak tercapai. Berdasarkan pengamatan di lapangan, terdapat *front-front* sempit dan rendah yang mengakibatkan *dump truck* sulit melakukan manuver.

Untuk mencapai target produksi yang direncanakan, maka *cycle time backhoe* maksimal adalah 34 detik untuk *backhoe* PC 2000 dan 28 detik untuk PC 1250. Oleh karena itu diberikan usulan perbaikan *working geometry* menjadi lebar 35 m dan tinggi 4 m untuk *backhoe* PC 2000 serta lebar 30 m dan tinggi 3,5 m untuk *backhoe* PC 1250.

Usulan perbaikan *working geometry* menghasilkan *cycle time backhoe* PC 2000 adalah 31,91 detik dan *cycle time backhoe* PC 1250 adalah 27,67 detik.

I. PENDAHULUAN

1.1. Latar Belakang

PT Saptaindra Sejati *Jobsite* Binungan Mining Operation (BIMO) merupakan perusahaan kontraktor pertambangan batubara dan merupakan anak perusahaan Adaro Energy. PT Saptaindra Sejati *Jobsite* BIMO memiliki 2 *pit* aktif yakni *pit* D2 dan QSV2, dimana penelitian dilakukan pada *pit* D2. Sistem penambangan yang dilakukan adalah sistem tambang terbuka (*Surface Mining*) dengan metode *strip mine*. Dalam hal kegiatan pengupasan tanah penutup, alat penggalian dan pemuatan yang digunakan adalah *backhoe* Komatsu PC 2000 dan Komatsu PC 1250. Sementara alat angkut yang digunakan adalah 2 tipe *dumptruck* yakni Komatsu HD785 dan HD465.

Produksi *Overburden pit* D2 baik pada bulan Januari maupun Februari 2018 tidak tercapai. Produksi yang direncanakan untuk *Backhoe* PC 2000 adalah 732 BCM/jam dan 348 BCM/jam untuk PC 1250. Untuk

mencapai target tersebut dibutuhkan waktu edar maksimal *backhoe* Komatsu PC 2000 adalah 34 detik dan waktu edar maksimal *backhoe* Komatsu PC 1250 adalah 28 detik. Namun aktualnya waktu edar *backhoe* Komatsu PC 2000 dan PC 1250 adalah masing-masing 39,09 – 42,97 detik dan 30,79 – 39,22 detik.

Besarnya waktu edar *Backhoe* ini disebabkan oleh faktor kondisi *front*. Terdapat banyak permasalahan dalam *front* seperti *front sempit*, *front* lunak, *front* berair dan sebagainya. Setelah dilakukan evaluasi, faktor *front* sempit dan rendah menjadi permasalahan utama yang menyebabkan produksi *backhoe* tidak tercapai. Oleh karena itu dalam penelitian dilakukan “Analisis *Working geometry Front* terhadap *Cycle Time Backhoe di Pit D2 PT Saptaindra Sejati Jobsite Binungan, Berau, Kalimantan Timur*”

1.2. Rumusan Masalah

Pada *pit D2* terdapat *front overburden* yang sempit dan rendah dimana hal ini berpengaruh pada waktu edar *backhoe* baik *backhoe* Komatsu PC 2000 maupun *backhoe* Komatsu PC 1250 yang juga akan

1.3. Tujuan Penelitian

1. Batasan Masalah Mengetahui *working geometry* aktual di *pit D2*.
2. Menganalisis hubungan *Working geometry* terhadap *cycle time Backhoe*.
3. Memberikan rekomendasi *working geometry front overburden*.

1.4. Batasan Masalah

1. Dilakukan pada lokasi *jobsite* Binungan di *Pit D2* bulan Maret-April 2018
2. Penelitian ini hanya berfokus pada pengaruh *working geometry front overburden* terhadap produksi *backhoe*. Faktor lain yang menyebabkan tidak tercapainya produktivitas alat muat seperti fragmentasi material, kekerasan material, kemampuan operator, *layer*, kemampuan alat dan lainnya diabaikan.

1.5. Metode Penelitian

Metode penelitian adalah proses atau tahapan yang digunakan untuk mendapatkan jawaban atas rumusan masalah. Adapun tahapan Metode yang digunakan dalam pengambilan data pada penelitian ini adalah :

1. Studi Literatur

Studi literatur bertujuan untuk mencari informasi yang berhubungan dengan penelitian, sehingga diperoleh referensi yang digunakan sebagai acuan dalam penelitian. Studi literatur dilakukan dengan mempelajari profil perusahaan dan teori-teori yang berhubungan dengan topik penelitian berupa buku literatur, laporan penelitian yang pernah dilakukan sebelumnya, jurnal dan referensi dari perusahaan yang dapat digunakan sebagai data sekunder.

2. Orientasi lapangan

Dilakukan dengan melakukan pengamatan langsung terhadap kondisi lapangan, masalah yang ada di lapangan dan gambaran kondisi kerja alat secara nyata tentang kegiatan pemuatan, dan pengangkutan yang dilakukan.

Dalam melaksanakan pengamatan lapangan dilakukan hal-hal berikut ini :

- a. Mencari penyebab tidak tercapainya produksi dengan melakukan pengamatan secara langsung di lapangan mengenai kondisi *front*, kondisi *hauling road*, dan kondisi *disposal area* serta kegiatan a.
- b. penggalian, pemuatan, pengangkutan dan penimbunan.
- c. Menentukan batas pengamatan
- d. Merumuskan masalah penelitian

berpengaruh pada produksinya. Oleh karena itu perlu dilakukan analisis mengenai *working geometry front overburden* yang optimal sehingga target produksi dapat tercapai.

3. Pengambilan Data Penelitian

Pengambilan data dilakukan untuk keperluan analisis. Data yang didapat dalam penelitian adalah :

a. Data Primer

Data Primer yaitu data yang didapat dari hasil pengamatan langsung di lapangan berdasarkan keadaan aslinya. Adapun data primer tersebut meliputi :

1. Data waktu edar alat muat
2. Kondisi *front overburden*
3. *Working geometry front overburden*
4. Efisiensi kerja *backhoe*
5. Banyaknya pengisian alat angkut

b. Data Sekunder

Data sekunder yaitu data yang didapat dari hasil studi literatur, arsip perusahaan atau dari penelitian sebelumnya, diantaranya :

1. Data keadaan geologi
2. Data curah hujan
3. Peta layout penambangan
4. Spesifikasi alat muat, alat angkut
5. *Swell Faktor* material *overburden*
6. Densitas material *overburden*
7. Jumlah jam kerja alat
8. Jadwal kerja
9. Target produksi

4. Pengolahan data dan analisis data

Data yang telah terkumpul diolah untuk kemudian digunakan sebagai data analisis. Pengolahan data dilakukan dengan menggunakan perangkat komputer dan analisis statistik. Pengolahan dilakukan dengan mengolah data yang ada dengan perhitungan-perhitungan secara teoritis, yang selanjutnya dilakukan analisis hasil olahan tersebut untuk menentukan faktor-faktor penyebab tidak tercapainya sasaran produksi alat muat.

5. Memberikan alternatif penyelesaian masalah

Dari hasil analisis kemudian menentukan alternatif yang dapat dilakukan untuk memperbaiki kegiatan produksi. Dari alternatif tersebut dilakukan penilaian terhadap hasil yang diperoleh sehingga dapat dijadikan sebagai suatu kesimpulan.

1.6. Manfaat Penelitian

Hasil dari penelitian ini dapat digunakan sebagai masukan bagi perusahaan untuk mengetahui *working geometry front overburden* yang efisien sehingga target produksi alat muat di *Pit D2* dapat tercapai.

II. TINJAUAN UMUM

2.1. Lokasi dan Kesempaan Daerah

PT Saptaindra Sejati merupakan perusahaan kontraktor tambang batubara pada *jobsite* BIMO yang dimiliki oleh PT Berau Coal. Lokasi wilayah PT Saptaindra Sejati *jobsite* BIMO terletak di Desa Pegat Bukur, Kecamatan Sambaliung Kabupaten Berau, Provinsi Kalimantan Timur.

Secara geografis wilayah PT Saptaindra Sejati *jobsite* BIMO dinyatakan dengan koordinat geografis terletak pada koordinat 117°7'48" - 117°38'18" Bujur Timur (BT) dan 1°52'24" - 2°25'6" Lintang Selatan (LS) (Gambar 2.1). Dengan batasan wilayah sebagai berikut :

1. Sebelah Utara berbatasan dengan Kabupaten Bulungan.
2. Sebelah Timur berbatasan dengan Laut Sulawesi.
3. Sebelah Selatan berbatasan dengan Kabupaten Kutai Timur.
4. Sebelah Barat berbatasan dengan Kab. Bulungan dan Kab. Kutai Kartanegara

PT. Saptaindra Sejati *jobsite* BIMO dapat dijangkau dari Yogyakarta melalui jalur udara menuju Balikpapan (Bandar Udara Internasional Sultan Aji Muhammad Sulaiman) dengan perjalanan ± 2 jam, kemudian dilanjutkan kembali dengan jalur udara ± 50 menit menuju Kabupaten Berau (Bandar Udara Kalimantan). Setelah itu melalui jalan darat dengan menggunakan kendaraan bermotor roda empat atau roda dua sekitar 8 km dari Bandara Kalimantan Berau dengan kondisi jalan yang relatif baik melewati rute jalan raya menuju dermaga. Setelah itu dari dermaga harus melewati Sungai Kelay menggunakan ketinting selama ± 5 menit, kemudian dari dermaga menuju office PT Saptaindra Sejati *jobsite* Binungan dapat ditempuh menggunakan kendaraan roda empat selama ± 15 menit.

III. HASIL PENELITIAN

Penelitian dilakukan di pit D2 PT Saptaindra Sejati *Jobsite* Binungan, Berau, Kalimantan Timur. Penelitian ini mengamati *working geometry front overburden* baik *Backhoe* Komatsu PC 2000 maupun *Backhoe* Komatsu PC 1250.

4.1. Sistem Penambangan

Sistem penambangan yang dilakukan adalah sistem tambang terbuka dengan metode strip mine dikarenakan dip batubara yang curam. Adapun metode pengupasan lapisan penutup yang digunakan adalah metode *back filling*, yakni tanah penutup dibuang ke tempat yang endapan bahan galiannya sudah digali sebelumnya.

4.2. Spesifikasi Alat Gali-Muat

Peralatan penggalian dan pemuatan yang digunakan untuk mengupas lapisan tanah penutup adalah *backhoe* tipe Komatsu PC 2000 dan PC 1250 ditunjukkan pada gambar 4.1 dan 4.2. Kapasitas *backhoe* Komatsu PC 2000 dan PC 1250 masing-masing adalah 14 LCM dan 6,6 LCM .

Adapun dimensi *Backhoe* Komatsu PC 2000 dan PC 1250 ditunjukkan pada tabel 4.1 dan lebih lengkapnya lihat lampiran B. Clearance radius *Backhoe* Komatsu PC 2000 dan 1250 masing-masing adalah 5,98 m dan 4,87 m. Sementara *operating radius Backhoe* Komatsu PC 2000 dan 1250 masing-masing adalah 15,78 m dan 14,07 m

Tabel 4.1

Spesifikasi *Backhoe* Komatsu PC 2000 dan 1250

Keterangan	PC 2000	PC 1250
Kapasitas <i>Bucket</i>	14 LCM	6,6 LCM
Lebar <i>body backhoe</i>	5,41 m	4,6 m
Tinggi <i>body backhoe</i>	7.030 mm	4.120 mm
<i>Clearance Radius</i>	5,98 m	4,87 m
<i>Operating Radius</i>	15,78 m	14,07 m

4.3 Spesifikasi Alat Angkut

Peralatan pengangkutan yang digunakan adalah *dump truck* Komatsu HD 785-7 dan HD 465-7 (gambar 4.3 dan 4.4). Kapasitas bak dari *dump truck* Komatsu HD 785-7 dan HD 465-7 masing-masing adalah 42 LCM dan 25,5 LCM.

Adapun spesifikasi *dump truck* Komatsu HD 785-7 dan HD 465-7 ditunjukkan pada tabel 4.2 dan lebih lengkapnya lihat lampiran C.

Tabel 4.2

Spesifikasi *Dump truck* Komatsu HD 785-7 dan HD 465-7

Keterangan	HD 785-7	HD 465-7
Kapasitas <i>Vessel</i>	42 LCM	25,5 LCM
Lebar <i>body dump truck</i>	5.150 mm	4.235 mm
Tinggi <i>body dump truck</i>	4.295 mm	3.600 mm
<i>Turning Radius</i>	9.900 mm	8.500 mm

4.4 Metode dan Pola Pemuatan *Overburden*

Metode Pengupasan tanah penutup yang dilakukan adalah metode timbun balik (*Back filling*). Pola pemuatan yang digunakan di lapangan adalah dengan menggunakan *top loading* yaitu *backhoe* melakukan pemuatan dengan menempatkan dirinya di atas

jenjang dengan *dump truck* berada di jenjang di bawahnya (Gambar 4.5). Pola pemuatan berdasarkan jumlah penempatan truk adalah *single back up*, yaitu truk memosisikan diri untuk dimuati pada satu tempat, sedangkan truk berikutnya menunggu truk pertama dimuati sampai penuh, setelah truk pertama berangkat truk kedua memosisikan diri untuk dimuati dan begitu seterusnya. Pekerjaan pemuatan dan pengangkutan dilakukan dengan menggunakan *Backhoe* Komatsu PC 2000 yang melayani *Dump truck* Komatsu HD 785 serta *Backhoe* Komatsu PC 1250 yang melayani *Dump truck* Komatsu HD 465.

4.5 Tinjauan Terhadap *Working Geometry Front*

Dari Pengamatan di lapangan, masih terdapat *working geometry Front overburden* yang belum ideal seperti terdapatnya front-front yang sempit dan tinggi front yang rendah ditunjukkan pada gambar 4.6 dan 4.7.

Sama halnya dengan *Backhoe* Komatsu PC 2000, *working geometry front* pada *backhoe* Komatsu PC 1250 pun masih belum ideal seperti terdapatnya front-front yang sempit dan tinggi front yang rendah (gambar 4.8 dan 4.9).

Setelah melakukan pengukuran, lebar front overburden aktual *Backhoe* Komatsu PC 2000 adalah 25-36 meter sementara tinggi front berkisar antara 2,2-4,2 meter (Tabel 4.3)

Tabel 4.3
Working geometry Front Aktual Backhoe Komatsu PC 2000

NO	WORKING GEOMETRY	
	LEBAR (m)	TINGGI (m)
1	30	4.2
2	27	4.1
3	35	2.2
4	25	2.7
5	36	2.2
6	35	2.5
7	26	4.1
8	29	4.2
9	36	2.5
10	26	4.2
11	35	2.3

12	28	4.2
13	25	4.2
14	27	2.8
15	28	2.5
16	29	2.5

Pada *Backhoe* Komatsu PC 1250, lebar front overburden aktual adalah 23-31 meter sementara tinggi front berkisar antara 2,1- 3.1 meter (Tabel 4.4)

Tabel 4.4
Working geometry Front Aktual Backhoe Komatsu PC 1250

NO	WORKING GEOMETRY	
	LEBAR (m)	TINGGI (m)
1	31	2.3
2	26	3.1
3	24	2.1
4	25	3.0
5	25	2.5
6	30	2.3
7	22	3.0
8	25	2.3
9	31	2.1
10	30	2.0
11	30	2.0
12	23	3.0
13	24	2.0
14	23	3.0
15	23	3.0
16	30	2.0
17	30	2.0
18	24	3.0
19	24	3.0
20	31	2.0
21	30	2.1
22	27	2.2
23	24	3.0
24	23	3.0
25	24	3.0

26	24	3.0
27	25	3.1

4.6 Faktor yang mempengaruhi Produksi Alat Gali-Muat

Faktor yang mempengaruhi Produksi alat gali-muat adalah karakteristik massa batuan, faktor pengisian, efisiensi kerja dan waktu edar. Karakteristik massa batuan dapat dilihat dari sifat fisik perlapisan batuan yang bervariasi untuk setiap jenis batuanya. Sifat fisik yang diperlukan adalah densitas batuan dan *swell factor* pada *overburden*.

4.6.1 Densitas Lapisan Overburden

Adapun densitas *insitu* overburden sebesar 2,29 gr/cm³ dengan density loose sebesar 1,74 gr/cm³.

4.6.2 Faktor Pengembangan (Swell Factor)

Berdasarkan data dari densitas lapisan tanah penutup *insitu* dan *loose*, diketahui faktor pengembangan sebesar 0,76 (Lampiran D).

4.6.3 Faktor Pengisian (Fill Factor)

Berdasarkan spesifikasi alat muat diketahui bahwa kapasitas *bucket backhoe* Komatsu PC 2000 dan PC 1250 masing-masing adalah 14 m³(LCM) dan 6,6 m³(LCM). Berdasarkan hasil perhitungan diperoleh bahwa faktor pengisian *bucket backhoe* Komatsu PC 2000 dan PC 1250 masing-masing adalah 79,2% dan 85% (Lampiran E).

4.6.4 Efisiensi Kerja

Waktu kerja normal yang diterapkan di PT. Saptaindra Sejati adalah adalah 20 jam/hari dengan 2 shift, pada shift 1 dimulai dari pukul 07.00 sampai 17.00 WITA sementara shift 2 dimulai dari pukul 18.00 – 06.00 WITA. Hasil penelitian di lapangan diperoleh adanya waktu-waktu hambatan. Hal ini akan mengurangi waktu kerja yang seharusnya sehingga berpengaruh terhadap efisiensi kerja alat mekanis. Efisiensi Kerja PC 2000 dan PC 1250 masing-masing adalah 81,94% dan 73,06%. (Lampiran F).

4.6.5 Waktu Edar Backhoe

Waktu edar *backhoe* terdiri dari waktu tunggu *backhoe*, menggali, *lifting*, *swing* ketika bermuatan, menumpahkan material dan *swing* kembali ketika *bucket* kosong. Waktu tunggu *backhoe* ini disebabkan oleh *manuver* dari *dump truck* atau *backhoe* yang melakukan *spotting*. Besarnya waktu edar *backhoe* Komatsu PC 2000 adalah 39,09 – 42,97 detik, sementara waktu edar *backhoe* Komatsu PC 1250 adalah 30,79 – 39,22 detik.(Lampiran G)

4.7 Working geometry Front Terhadap Waktu Edar Backhoe

Working geometry atau dimensi kerja alat muat yang berbeda menunjukkan adanya pengaruh terhadap waktu edar alat muat,berikut hubungan *working geometry front overburden* sesuai dengan tipe alat muat yang digunakan terhadap waktu edar alat muat. (Tabel 4.5 dan 4.6) (Lampiran G)

NO	WORKING GEOMETRY		CYCLE TIME (detik)							TOTAL
	LEBAR (m)	TINGGI (m)	WAITING	DIGGING	LIFTING	SWING LOAD	DUMPING	SWING EMPTY	JUMLAH SWING	
1	30	4.2	36.33	12.30	1.50	5.20	4.77	8.37	5.00	39.48
2	27	4.1	34.67	11.53	1.47	5.20	5.03	8.10	5.00	40.24
3	35	2.2	19.33	12.57	2.53	6.03	5.47	9.53	5.00	40.38
4	25	2.7	34.00	12.73	2.33	6.20	5.03	8.87	5.00	41.50
5	36	2.2	19.67	12.83	2.43	6.50	4.80	9.10	5.00	40.40
6	35	2.5	19.50	12.17	2.40	6.23	5.07	9.63	5.00	39.09
7	26	4.1	35.00	12.67	1.67	5.93	5.03	8.07	5.00	40.99
8	29	4.2	34.33	12.23	1.53	5.53	4.83	8.47	5.00	39.72
9	36	2.5	18.33	12.80	2.53	5.80	5.20	9.80	5.00	39.68
10	26	4.2	36.00	12.30	1.40	5.63	5.07	8.20	5.00	40.76
11	35	2.3	22.33	12.83	2.50	5.97	5.23	9.57	5.00	40.35
12	28	4.2	37.00	12.13	1.67	5.23	4.63	8.40	5.00	39.74
13	25	4.2	34.83	12.20	1.53	5.17	5.00	8.43	5.00	40.76
14	27	2.8	36.00	12.17	2.33	5.67	5.03	9.40	5.00	42.63
15	28	2.5	35.50	12.53	2.37	5.90	5.03	9.30	5.00	42.97
16	29	2.5	35.33	12.73	2.47	5.80	5.13	9.23	5.00	42.75

Tabel 4.5

Working geometry Front Aktual terhadap Waktu Edar *Backhoe* PC 2000

Sama halnya dengan PC 2000, *working geometry front overburden* untuk PC 1250 pun bervariasi sehingga menghasilkan cycle time yang bervariasi pula seperti yang ditunjukkan tabel dibawah ini :

NO	Tipe Loader	WORKING GEOMETRY		CYCLE TIME (detik)							TOTAL
		LEBAR (m)	TINGGI (m)	GENERAL	DIGGING	LIFTING	SWING LOAD	DUMPING	SWING EMPTY	JUMLAH SWING	
1	EX-200-04	35	2.2	19.33	12.57	2.53	6.03	5.47	9.53	5.00	40.38
2	EX-200-04	36	2.2	19.67	12.83	2.43	6.50	4.80	9.10	5.00	40.40
3	EX-200-04	35	2.5	19.50	12.17	2.40	6.23	5.07	9.63	5.00	39.09
4	EX-200-08	36	2.5	18.33	12.80	2.53	5.80	5.20	9.80	5.00	39.68
5	EX-200-08	35	2.3	22.33	12.83	2.50	5.97	5.23	9.57	5.00	40.35
Rata-Rata		35,40	2,34	19,83	12,64	2,48	6,11	5,15	9,53	5,00	39,98

Tabel 4.6

Working geometry Front Aktual terhadap Waktu Edar *Backhoe* PC 1250

IV. PEMBAHASAN

Berdasarkan pengamatan di lapangan, masih terdapat *front overburden* dengan *working geometry* yang sempit dan/atau rendah. Hal ini menyebabkan target produksi sebesar 732 BCM/jam untuk *backhoe* Komatsu PC 2000 dan 348 BCM/jam untuk *backhoe* Komatsu PC 1250 belum tercapai. Target produksi tersebut dapat dicapai apabila *cycle time* maksimal masing-masing *backhoe*, yaitu 34 detik untuk *backhoe* Komatsu PC 2000 dan 28 detik untuk *backhoe* Komatsu PC 1250. (Lampiran H)

5.1 Working geometry front overburden Aktual

Berdasarkan tabel 4.3 dan 4.4, *working geometry front overburden* PC 2000 dan PC 1250 cukup beragam. Lebar *front* PC 2000 adalah 25- 36 m dan

22 -31 m untuk PC 1250. Sementara tinggi front untuk PC 2000 adalah 2,2 – 4,2 m dan 2,0 -3,1 m untuk PC 1250. Pada aktualnya, tidak ada acuan tetap mengenai *working geometry front overburden*. Hal ini menyebabkan adanya kondisi dimana front sempit yang ditunjukkan dengan sulitnya *dump truck* untuk menempatkan diri. Terdapat pula kondisi dimana front yang rendah, ditunjukkan dengan tinggi front yang hanya setengah dari tinggi *dump truck*.

5.2 Pengaruh Working geometry terhadap Cycle Time Backhoe

Berdasarkan hasil penelitian di lapangan yang ditunjukkan pada tabel 4.3 dan 4.4, terdapat *working geometry front overburden* yang bervariasi, hal ini menyebabkan *cycle time backhoe* yang bervariasi pula. Berikut hubungan antara *working geometri front* terhadap *cycle time backhoe*.

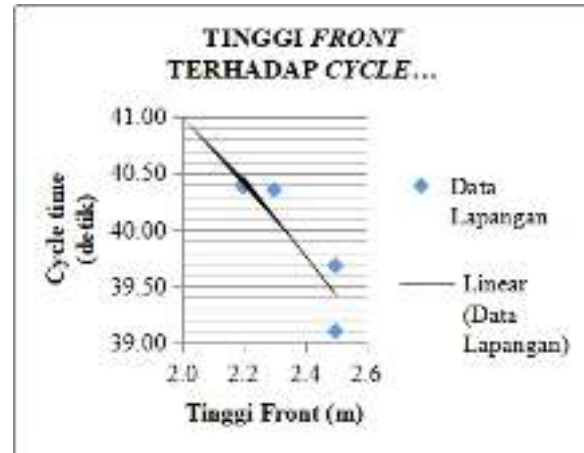
5.2.1 Working geometry front overburden terhadap Cycle Time Backhoe PC 2000

Working geometry front overburden yang bervariasi memiliki dampak terhadap *cycle time backhoe* Komatsu PC 2000. Terdapat perbedaan *cycle time* ketika lebar front sempit dan/atau front rendah.

5.2.1.1 Pengaruh Front Rendah terhadap Cycle time Backhoe PC 2000

Pada tabel 4.3, tinggi front overburden untuk PC 2000 adalah 2.2 m–4.2 m. Tinggi front yang bervariasi ini menghasilkan *cycle time* yang bervariasi pula. Untuk mengetahui pengaruh tinggi front terhadap *cycle time backhoe*, maka dipilih kondisi dimana variabel lebar front yang relatif tetap dan cukup untuk *dump truck* menempatkan diri, yakni pada lebar front 35 m - 36 m. Berikut tabel pengaruh tinggi front loading overburden terhadap *cycle time backhoe* Komatsu PC 2000 seperti pada tabel 5.1

Dari tabel 5.2 tersebut dapat diketahui bahwa tinggi front yang rendah mengakibatkan nilai *cycle time backhoe* yang tinggi. Bila dirata-rata, front dengan lebar yang sudah cukup ideal namun tinggi front yang rendah yakni sebesar 2,34 m menghasilkan *cycle time backhoe* Komatsu PC 2000 sebesar 39,98 detik. Untuk mengetahui hubungan antara tinggi front dengan *cycle time backhoe* Komatsu PC 2000 dapat dilihat pada gambar 5.1



Gambar 5.1 Grafik Hubungan Tinggi Front terhadap Cycle time Backhoe Komatsu PC 2000

Berdasarkan Gambar 5.1 dapat diketahui bahwa hubungan antara tinggi Front dengan Cycle time Backhoe Komatsu PC 2000 adalah berbanding terbalik. Semakin rendah tinggi front maka semakin besar cycle time alat muat. Hal ini dikarenakan tinggi front yang rendah menyebabkan jarak jangkauan bucket dari menggali overburden menuju menumpahkan material dan sebaliknya dari menumpahkan material ke penggalian overburden selanjutnya menjadi lebih besar dibanding ketika posisi track backhoe sejajar dengan bak dump truck. Hal ini menyebabkan peningkatan waktu lifting, swing load dan swing empty sehingga cycle time backhoe menjadi lebih besar.

5.2.1.2 Pengaruh Lebar Front terhadap Cycle time Backhoe PC 2000

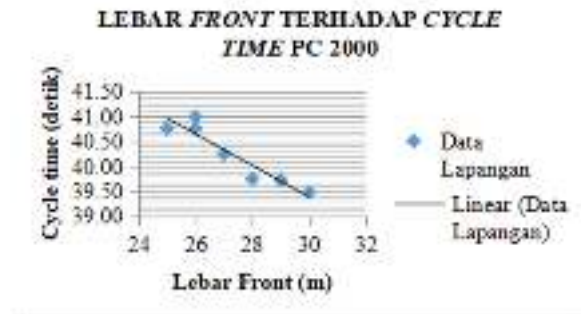
Pada tabel 4.3, lebar front overburden untuk PC 2000 adalah 25 m–36 m. Lebar front yang bervariasi ini menghasilkan cycle time yang bervariasi pula. Untuk mengetahui pengaruh lebar front terhadap cycle time backhoe, maka dipilih kondisi dimana variabel tinggi front yang relatif tetap, yakni pada tinggi front 4,1 m – 4,2 m. Berikut tabel pengaruh lebar front overburden terhadap cycle time backhoe Komatsu PC 2000 seperti pada tabel 5.2

Tabel 5.2 Lebar Front dan Cycle time Backhoe Komatsu PC 2000

NO	TIFE LOADER	WORKING GEOMETRY			CYCLE TIME (detik)					TOTAL	
		LEBAR (m)	TINGGI (m)	GENERAL	DIGGING	LIFTING	SWING LOAD	DUMPING	SWING EMPTY		JUMLAH SWING
1	EX-200-04	30	4.2	36.33	12.30	1.50	5.20	4.77	8.37	5.00	39.48
2	EX-200-04	27	4.1	34.67	11.53	1.47	5.20	5.03	8.10	5.00	40.24
3	EX-200-08	26	4.1	35.00	12.67	1.67	5.93	5.03	8.07	5.00	40.99
4	EX-200-08	29	4.2	34.33	12.23	1.53	5.53	4.83	8.47	5.00	39.72
5	EX-200-08	26	4.2	36.00	12.30	1.40	5.63	5.07	8.20	5.00	40.76
6	EX-200-08	28	4.2	37.00	12.13	1.67	5.23	4.63	8.40	5.00	39.74
7	EX-200-08	25	4.2	34.83	12.20	1.53	5.17	5.00	8.43	5.00	40.76
Rata-Rata		26.80	4.18	35.45	12.20	1.54	5.41	4.91	8.29	5.00	40.24

Dari tabel 5.3 tersebut dapat diketahui bahwa lebar front yang tidak ideal mengakibatkan nilai cycle time

backhoe yang tinggi. Bila dirata-rata, front dengan tinggi yang sudah ideal yakni sebesar 4,18 m namun lebar front yang belum ideal yakni sebesar 26,80 m menghasilkan cycle time backhoe Komatsu PC 2000 sebesar 40,24 detik. Untuk mengetahui hubungan antara lebar front dengan cycle time backhoe Komatsu PC 2000 dapat dilihat pada gambar 5.2



Gambar 5.2

Grafik Hubungan Lebar Front terhadap Backhoe Komatsu PC 2000

Berdasarkan Gambar 5.2 dapat diketahui bahwa hubungan antara lebar Front dengan Cycle time Backhoe Komatsu PC 2000 adalah berbanding terbalik. Semakin sempit lebar front maka semakin besar cycle time alat muat. Hal ini dikarenakan lebar front yang tidak ideal ini menyebabkan adanya waktu tunggu backhoe karena dump truck melakukan manuver untuk menempatkan diri. Selain itu ketika lebar front yang tidak ideal menyebabkan posisi backhoe cenderung tegak lurus dengan front yang menyebabkan backhoe banyak melakukan spotting (menempatkan diri).

5.2.1.3 Pengaruh Front Sempit dan Rendah terhadap Cycle time Backhoe PC 2000

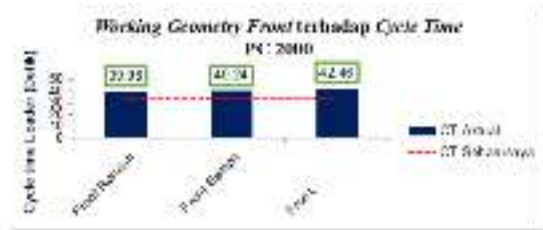
Berdasarkan hasil penelitian di lapangan, didapatkan lebar dan tinggi front loading overburden dan cycle time backhoe Komatsu PC 2000 seperti pada tabel 5.3

Tabel 5.3
Lebar dan Tinggi Front serta Cycle time Backhoe Komatsu PC 2000

NO	Tipe Loader	WORKING GEOMETRY		CYCLE TIME (detik)							
		LEBAR (m)	TINGGI (m)	GENERAL	DIGGING	LIFTING	SWING LOAD	DUMPING	SWING EMPTY	JUMLAH SWING	TOTAL
1	EX-200-04	25	2.7	34.00	12.73	2.33	6.20	5.03	8.87	5.00	41.30
2	EX-200-08	27	2.8	36.00	12.17	2.33	5.67	5.03	9.40	5.00	42.63
3	EX-200-08	28	2.5	35.50	12.53	2.37	5.90	5.03	9.30	5.00	42.97
4	EX-200-08	29	2.5	35.33	12.73	2.47	5.80	5.13	9.23	5.00	42.75
Rata-Rata		27.25	2.63	35.21	12.54	2.38	5.89	5.06	9.20	5.00	42.46

Dari tabel 5.3 tersebut dapat diketahui bahwa lebar dan tinggi front yang belum ideal mengakibatkan nilai cycle time backhoe yang tinggi. Bila dirata-rata, front dengan tinggi dan lebar yang belum ideal yakni masing-masing sebesar 2,63 m dan 27,25 m menghasilkan cycle time backhoe Komatsu PC 2000

sebesar 42,46 detik. Berikut perbandingan hubungan antara tinggi front, lebar front maupun tinggi dan lebar yang belum ideal dengan cycle time backhoe Komatsu PC 2000



Gambar 5.3

Grafik perbandingan hubungan antara working geometry yang belum ideal dengan cycle time backhoe Komatsu PC 2000

Berdasarkan grafik diatas, ketika working geometry front belum ideal, cycle time backhoe lebih besar dari cycle time seharusnya yakni 34 detik yang membuat target produksi tidak tercapai. Bila dirata-rata, ketika tinggi front rendah maka cycle time backhoe mencapai 39,98 detik, ketika front sempit maka cycle time backhoe mencapai 40,24 dan apabila front sempit dan rendah maka cycle time backhoe mencapai 42,46 detik.

5.2.2 Working geometry front overburden terhadap Cycle time Backhoe PC 1250

Working geometry front loading overburden yang bervariasi berpengaruh terhadap cycle time backhoe Komatsu PC 1250. Terdapat perbedaan cycle time ketika lebar front sempit, front rendah maupun keduanya.

5.2.2.1 Pengaruh Front Rendah terhadap Cycle time Backhoe PC 1250

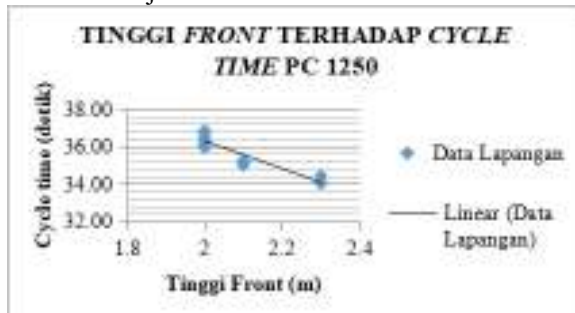
Pada tabel 4.4, tinggi front overburden untuk PC 1250 adalah 2.0 m– 3,1 m. Tinggi front yang bervariasi ini menghasilkan cycle time yang bervariasi pula. Untuk mengetahui pengaruh tinggi front terhadap cycle time backhoe, maka dipilih kondisi dimana variabel lebar front yang relatif tetap dan cukup untuk dump truck menempatkan diri, yakni pada lebar front lebih dari 30 m. Berikut tabel pengaruh tinggi front overburden terhadap cycle time backhoe Komatsu PC 1250 seperti pada tabel 5.4

Tabel 5.4
Tinggi Front dan Cycle time Bakchoe Komatsu PC 1250

No	TIPE LOADER	WORKING GEOMETRY		CYCLE TIME (DETIK)							
		LEBAR (m)	TINGGI (m)	WAITING	DIGGING	LIFTING	SWING LOAD	DUMPING	SWING EMPTY	JUMLAH SWING	TOTAL (detik)
1	EX 120-042	31	2,3	18,00	11,27	2,47	5,17	3,83	7,13	6,00	34,00
2	EX 120-066	30	2,3	18,00	11,17	2,43	5,67	4,23	8,03	6,00	34,41
3	EX 120-039	31	2,1	20,00	11,47	2,60	6,13	3,77	7,43	6,00	35,00
4	EX 120-042	30	2	20,60	11,63	2,77	6,10	4,47	7,73	6,00	35,96
5	EX 120-039	30	2	20,40	11,87	2,67	6,30	4,67	8,03	6,00	36,82
6	EX 120-046	30	2	20,20	11,07	2,67	6,63	4,67	8,17	6,00	36,44
7	EX 120-039	30	2	20,20	11,27	2,73	6,57	4,33	8,17	6,00	36,14
8	EX 120-039	31	2	22,80	11,33	2,43	5,60	4,63	8,53	6,00	36,75
9	EX 120-042	30	2,1	22,20	11,23	2,63	5,60	4,37	7,77	6,00	35,21
Rata-Rata		30,33	2,09	20,27	11,37	2,60	5,97	4,33	7,89	6,00	35,64

Dari tabel 5.4 tersebut dapat diketahui bahwa tinggi front yang rendah mengakibatkan nilai cycle time bakchoe yang tinggi. Bila dirata-rata, front dengan lebar yang sudah sesuai ideal yakni sebesar 30,3 m namun tinggi front yang belum ideal yakni sebesar 2,09 m menghasilkan cycle time bakchoe Komatsu PC 1250 sebesar 35.64 detik. Untuk mengetahui hubungan antara tinggi front dengan cycle time bakchoe Komatsu PC 2000 dapat dilihat pada gambar 5.4.

Berdasarkan Gambar 5.4 dapat diketahui bahwa hubungan antara tinggi Front dengan Cycle time Bakchoe Komatsu PC 1250 adalah berbanding terbalik. Semakin rendah tinggi front maka semakin besar cycle time alat muat. Hal ini dikarenakan tinggi front yang tidak ideal menyebabkan jarak jangkauan bucket dari menggali overburden menuju menumpahkan material dan sebaliknya dari menumpahkan material ke penggalian overburden selanjutnya menjadi lebih besar dibanding ketika posisi track bakchoe sejajar dengan bak dump truck. Hal ini menyebabkan peningkatan waktu lifting, swing load dan swing empty sehingga cycle time bakchoe menjadi lebih besar.



Gambar 5.4

Grafik Hubungan Tinggi Front terhadap Cycle time Bakchoe Komatsu PC 1250

5.2.2.2 Pengaruh Front Sempit terhadap Cycle time Backhoe PC 1250

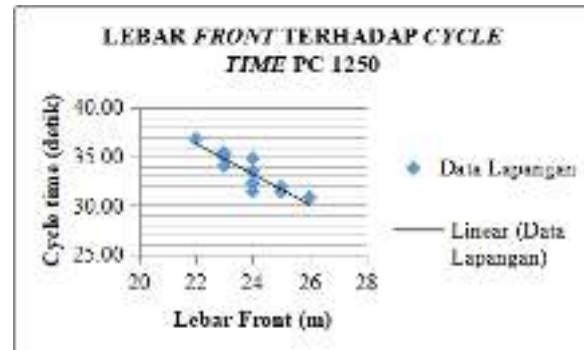
Pada tabel 4.4, lebar front overburden untuk PC 1250 adalah 22 m–31 m. Lebar front yang bervariasi ini menghasilkan cycle time yang bervariasi pula. Untuk mengetahui pengaruh lebar front terhadap cycle time

backhoe, maka dipilih kondisi dimana variabel tinggi front yang relatif tetap, yakni pada tinggi front 3 m – 3,1 m. Berikut tabel pengaruh lebar front overburden terhadap cycle time bakchoe Komatsu PC 2000 seperti pada tabel 5.5

Tabel 5.5
Lebar Front dan Cycle time Bakchoe Komatsu PC 1250

No	TIPE LOADER	WORKING GEOMETRY		CYCLE TIME (DETIK)							
		LEBAR (m)	TINGGI (m)	WAITING	DIGGING	LIFTING	SWING LOAD	DUMPING	SWING EMPTY	JUMLAH SWING	TOTAL (detik)
1	EX 120-042	26	3,1	27,60	10,80	1,67	4,37	3,93	5,23	6,00	30,79
2	EX 120-042	25	3	29,40	10,87	1,63	4,27	4,27	5,47	6,00	31,41
3	EX 120-046	22	3	36,80	11,47	1,63	5,33	4,23	7,07	6,00	36,77
4	EX 120-041	23	3	29,60	11,40	1,67	5,37	4,47	7,03	6,00	35,36
5	EX 120-039	23	3	29,60	11,30	1,73	5,27	4,27	7,03	6,00	34,91
6	EX 120-046	23	3	30,20	11,37	1,73	5,17	4,27	7,13	6,00	35,27
7	EX 120-066	24	3	34,00	10,90	1,73	4,27	3,30	6,00	6,00	32,24
8	EX 120-042	24	3	34,60	10,20	1,73	4,27	3,43	6,13	6,00	31,41
9	EX 120-042	24	3	33,40	11,52	1,63	4,56	4,04	6,52	6,00	34,78
10	EX 120-039	23	3	35,60	11,41	1,63	4,67	4,00	6,26	6,00	34,00
11	EX 120-046	24	3	33,60	11,67	1,63	4,22	4,15	6,52	6,00	33,50
12	EX 120-042	24	3	33,40	11,41	1,52	4,22	3,85	6,11	6,00	32,26
13	EX 120-041	25	3,1	30,00	11,22	1,52	4,00	3,63	6,19	6,00	31,88
Rata-Rata		23,67	3,01	32,14	11,19	1,65	4,61	3,99	6,36	6,00	33,43

Dari tabel 5.5 tersebut dapat diketahui bahwa lebar front yang sempit mengakibatkan nilai cycle time bakchoe yang tinggi. Bila dirata-rata, front dengan tinggi yang sudah sesuai ideal yakni sebesar 3,01 m namun lebar front yang belum ideal yakni sebesar 23,67 m menghasilkan cycle time bakchoe Komatsu PC 1250 sebesar 33,43 detik. Untuk mengetahui hubungan antara lebar front dengan cycle time bakchoe Komatsu PC 2000 dapat dilihat pada gambar 5.5



Gambar 5.5

Grafik Hubungan Lebar Front terhadap Bakchoe Komatsu PC 1250

Berdasarkan Gambar 5.5 dapat diketahui bahwa hubungan antara lebar Front dengan Cycle time Bakchoe Komatsu PC 2000 adalah berbanding terbalik. Semakin sempit lebar front maka semakin besar cycle time alat muat. Hal ini dikarenakan lebar front yang tidak ideal ini menyebabkan adanya waktu tunggu bakchoe karena dump truck melakukan manuver untuk menempatkan diri. Selain itu ketika lebar front yang tidak ideal menyebabkan posisi bakchoe cenderung tegak lurus dengan front yang

menyebabkan *bakchoe* banyak melakukan spotting (menempatkan diri).

5.2.2.3 Pengaruh Front Sempit dan Rendah Terhadap Cycle time Backhoe PC 1250

Berdasarkan hasil penelitian di lapangan, didapatkan lebar dan tinggi *front loading overburden* dan *cycle time bakchoe* Komatsu PC 1250 seperti pada tabel 5.6

Tabel 5.6
Lebar dan Tinggi Front serta Cycle time Backhoe Komatsu PC 1250

No	Tipe Loader	WORKING GEOMETRY		CYCLE TIME (DETIK)							
		LEBAR (m)	TINGGI (m)	WAITING	DIGGING	LIFTING	SWING LOAD	DUMPING	SWING EMPTY	JUMLAH SWING	TOTAL (detik)
1	EX 120-046	24	2,1	37,60	13,07	2,37	5,47	4,00	7,27	6,00	39,22
2	EX 120-066	25	2,5	37,20	11,90	2,47	5,47	4,20	7,87	6,00	37,97
3	EX 120-042	25	2,3	37,00	11,93	2,47	5,93	4,20	8,10	6,00	38,31
4	EX 120-042	24	2	29,80	11,73	2,73	6,40	4,50	8,73	6,00	39,00
5	EX 120-046	27	2,2	34,60	12,23	2,40	4,43	3,73	8,17	6,00	36,48
Rata-Rata		25,00	2,22	35,24	12,17	2,49	5,54	4,13	8,03	6,00	38,20

Dari tabel 5.6 tersebut dapat diketahui bahwa lebar dan tinggi *front* yang tidak ideal mengakibatkan nilai *cycle time backhoe* yang tinggi. Bila dirata-rata, *front* dengan tinggi dan lebar yang belum sesuai ideal yakni masing-masing sebesar 2,22 m dan 25 m menghasilkan *cycle time bakchoe* Komatsu PC 1250 sebesar 38,2 detik. Berikut perbandingan hubungan antara tinggi *front*, lebar *front* maupun tinggi dan lebar yang belum ideal dengan *cycle time backhoe* Komatsu PC 1250 (Gambar 5.6)



Gambar 5.6
Grafik perbandingan hubungan antara *working geometry* yang belum ideal dengan *cycle time backhoe* Komatsu PC 1250

Berdasarkan grafik diatas, ketika *working geometry front* belum ideal, *cycle time backhoe* lebih besar dari *cycle time* seharusnya yakni 28 detik yang membuat target produksi tidak tercapai. Bila dirata-rata ketika tinggi *front* rendah maka *cycle time backhoe* mencapai 35,64 detik, ketika *front* sempit maka *cycle time backhoe* mencapai 33,43 dan apabila tinggi dan lebar tidak ideal sempit maka *cycle time backhoe* mencapai 38,20 detik.

5.3 Usulan Working geometry

Berdasarkan Gambar 5.3 dan 5.6 *working geometry* aktual menghasilkan *cycle time backhoe* yang lebih

besar dari *cycle time* seharusnya. Oleh karena itu dibutuhkan perbaikan *working geometry overburden*. Berdasarkan rumus 3.2 dan 3.3 maka *working geometry front overburden* yang digunakan adalah tinggi *front* untuk *backhoe* Komatsu PC 2000 yakni 4,3 meter dan lebar *front* 35 m. Sementara *working geometry front overburden* untuk *backhoe* Komatsu PC 1250 yang digunakan adalah tinggi *front* 3,6 meter dan lebar *front* 30 meter (Tabel 5.7). (Lampiran I).

Tabel 5.7
Usulan Working geometry

Tipe Backhoe	Working geometry	
	Lebar (m)	Tinggi (m)
PC 2000	35	4,3
PC 1250	30	3,6

5.3.1 Pengaruh Working geometry Baru terhadap Cycle time Backhoe

Pada Lampiran J didapat *cycle time backhoe* setelah adanya perbaikan *working geometry front overburden*. Berikut perbedaan *cycle time backhoe* sebelum dan sesudah perbaikan *working geometry* (Tabel 5.8)..

Tabel 5.8
Perbandingan Cycle time Backhoe Sebelum dan Sesudah Perbaikan Working geometry Front Overburden

Tipe Backhoe	Cycle time (detik)	
	Sebelum	Sesudah
PC 2000	42,46	31,91
PC 1250	38,20	27,67

Berdasarkan table 5.9 dapat diketahui bahwa terjadi penurunan *cycle time backhoe*. *Cycle time backhoe* Komatsu PC 2000 turun 10,55 detik dari 42,46 detik menjadi 31,91 detik, dan *cycle time backhoe* Komatsu PC 1250 turun 10,53 detik dari 38,20 detik menjadi 27,67 detik. Penurunan *cycle time* ini terjadi karena adanya penurunan waktu tunggu *backhoe* akibat manuver *dumptruck*, waktu *lifting* dan *swing empty*.

V. Kesimpulan dan Saran

5.1. Kesimpulan

- 1 Working Geometry front overburden di Pit D2 adalah :
 - Pada Backhoe PC 2000, lebar front sebesar 25-36 m dan tinggi front 2,2-4,2 m
 - Pada backhoe PC 1250, lebar front sebesar 22 – 31 m dan tinggi front 2,0- 3,1 m

- 2 Working Geometry Front berpengaruh pada cycle time *backhoe*.
- Front yang rendah berdampak pada waktu edar PC 2000 sebesar 39,98 detik dan waktu edar PC 1250 sebesar 35,64 detik.
- Front yang sempit berdampak pada waktu edar PC 2000 sebesar 40,24 detik dan waktu edar PC 1250 sebesar 33,43 detik.
- Front yang rendah dan sempit berdampak pada waktu edar PC 2000 sebesar 42,46 detik dan waktu edar PC 1250 sebesar 38,20 detik.
3. Rekomendasi working geometry front overburden untuk Backhoe Komatsu PC 2000 adalah 35 meter untuk lebar front dan tinggi front 4 meter. Sementara working geometry front overburden Backhoe Komatsu PC 1250 adalah 30 meter untuk lebar front dan tinggi front 3 meter

5.2. Saran

1. Pengukuran working geometry front dilakukan secara berkala dan teliti
2. Maintenance alat secara berkala sehingga tidak terjadi penurunan performa alat.
3. Resosialisasi pada operator Dumptruck OB mengenai SOP siap mundur

VI. DAFTAR PUSTAKA

Caterpillar. 2013. *Surface Mining Primary Loading Tool*.

Hartman H.L (1987), *Introductory Mining Engineering*, John Wiley & Sons, New York.

Hustrulid, William., (1995), *Open Pit Mine Planning & Design*, Taylor & Francis, London, UK.

Indonesianto, Y., (2005), *Pemindahan Tanah Mekanis*, Jurusan Teknik Pertambangan – FTM, Universitas Pembangunan Nasional “Veteran” Yogyakarta.

Komatsu Publication., (2009)., *SPECIFICATIONS & Application Handbook Edition 30*, Japan.

Peurifoy, R.L., (1985), *Construction Planning, Equipment, and Methods*, Bryan, Texas, USA.

Prodjosumarto., P dkk., (1997), *Surface Mining*, Pusat Penelitian dan Pengembangan Teknologi Mineral., Bandung.

PT. Bukit Makmur Mandiri Utama.2017. *Stratigrafi Lati*. Divisi Geologi dan Eksplorasi PT. Berau Coal. Kalimantan Timur.

PT. Bukit Makmur Mandiri Utama.2017. *Kondisi Geologi Regional*. Divisi Geologi dan Eksplorasi PT. Berau Coal. Kalimantan Timur.

PwC Mining Intelligence and Benchmarking . 2013. *Truck and Loader Dictionary..* Australi: PricewaterhouseCoopers

Thompson, RJ. 2005. *Surface Strip Coal Mining Handbook* . South African Colliery Managers Association Project SACMA 01/03

The division of Biological Science. 1993. *Surface Mining of Coal*. Emporia State University. Kansas, US.

Tourbier, J.T. (1980). *A Handbook for Small Surface Coal Mine Operators*. University of Delaware. Newark, US.

Kajian Teknis Metode *Double Decking* pada Kedalaman Lubang Bor 8 m untuk Mengurangi Isian Bahan Peledak per Delay Peledakan dengan Batasan PPV 3 mm/s di Tambang Batubara PT Kaltim Prima Coal

Barlian Dwinagara, Indun Titisariwati, Zukhrufa Awalia Rahma

UPN “Veteran” Yogyakarta

Afiliasi/Institusi Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,

Jl. SWK 104 (Lingkar Utara), Yogyakarta 55283 Indonesia

email : zukhrufa.rahma@gmail.com

ABSTRACT

The final target of the blasting plan is to increase the depth of the drill hole which was initially 4 m to 8 m. This is in accordance with the ability of the Liebherr 996 and Hitachi EX3600 diggers located in Pit Pinang South. And PT. Kaltim Prima Coal has a standard for the value of PPV (Peak Particle Velocity) which is 3 mm / s. Based on observations in Pit Pinang South, at a distance of 600 m and 700 m from the ground vibration observation point the depth of the drill hole is 4 m deep with 48 kg explosive filling to produce the desired fragmentation and produce PPV values below 3 mm / s. After analyzing the scaled distance formula the results obtained are for a distance of 600 maximum contents of explosives is 84 kg and for a distance of 700 m the maximum content of explosives is 115 kg. So with the double decking method, the drill hole depth can be increased to 8 m and reducing explosive fill per delay or explosive filling will be the same as the 4 m drill hole depth. Because the double decking method divides 8 m into 4 m bottom and top each has a detonator. So that the PPV value produced is below 3 mm / s. After the recommendation was obtained, an experiment was carried out at a distance of 600 m and 700 m using the double decking method at the depth of the drill hole 8 m and the results of all experiments produced PPV below 3 mm / s.

Keywords: Particle Velocity Peak, Ground Vibration, Scaled Distance, Delay, Double Decking

ABSTRAK

Sasaran akhir dari rencana peledakan adalah menambah kedalaman lubang bor yang awalnya 4 m menjadi 8 m. Hal ini sesuai dengan kemampuan alat gali Liebherr 996 dan Hitachi EX3600 yang berada di Pit Pinang South. Dan PT. Kaltim Prima Coal memiliki standart untuk nilai PPV (*Peak Particle Velocity*) yaitu 3 mm/s. Berdasarkan hasil pengamatan di Pit Pinang South, pada jarak 600 m dan 700 m dari titik pengamatan *ground vibration* kedalaman lubang bor sedalam 4 m dengan isian bahan peledak 48 kg untuk menghasilkan fragmentasi yang diinginkan dan menghasilkan nilai PPV dibawah 3 mm/s. Setelah melakukan analisis dengan rumus *scaled distance* hasil yang didapat adalah untuk jarak 600 isian maksimal bahan peledak adalah 84 kg dan untuk jarak 700 m isian maksimal bahan peledak adalah 115 kg. Maka dengan metode *double decking* kedalaman lubang bor bisa ditambah menjadi 8 m dan mengurangi isian bahan peledak per *delay* atau isian bahan peledak akan sama dengan kedalaman lubang bor 4 m. Karena metode *double decking* membagi 8 m menjadi 4 m bagian bawah dan atas yang masing-masing memiliki detonator. Sehingga nilai PPV yang dihasilkan dibawah 3 mm/s. Setelah didapatkan rekomendasi maka dilakukan percobaan di jarak 600 m dan 700 m dengan metode *double decking* pada kedalaman lubang bor 8 m dan hasilnya semua percobaan menghasilkan PPV dibawah 3 mm/s.

Kata Kunci: *Peak Particle Velocity, Ground Vibration, Scaled Distance, Delay, Double Decking*

1. PENDAHULUAN

Latar Belakang

Pit Pinang South memiliki jarak terdekat dengan pemukiman warga dan Jalan Bengalon sejauh 300 m yang mana pada jarak 300 m – 500 m sudah *final pit* sehingga *front* kerja berada pada jarak 600 m – 1.000 m dari pemukiman warga. Hal ini mengakibatkan dampak *ground vibration* (getaran tanah) harus diperhatikan. PT Kaltim Prima Coal (PT.KPC) dengan masyarakat sekitar mengadakan perundingan dan menghasilkan kesepakatan bahwa nilai *Peak Particle Velocity* (PPV) maksimal yang sampai di pemukiman warga adalah 3 mm/s. Batasan ini sesuai dengan SNI 7571:2010 yang menyatakan bahwa batas nilai PPV dari kegiatan peledakan untuk bangunan dengan pondasi, pasangan bata dan adukan

semen saja, termasuk bangunan dengan pondasi dari kayu dan lantainya diberi adukan semen dari kerusakan adalah 3 mm/s. Selain masalah *ground vibration*, aspek ekonomi dalam peledakan juga menentukan tingkat keberhasilan seperti meningkatkan jumlah produksi per peledakan dan mengoptimalkan nilai *powder factor* (PF). Salah satu cara untuk meningkatkan produksi per peledakan adalah meningkatkan volume peledakan. Peningkatan volume peledakan ini akan disesuaikan dengan kemampuan penggalian alat gali Liebherr 996 dan Hitachi EX3600 sehingga kedalaman lubang bor menjadi 8 m. Pengoptimalan nilai PF diperlukan

karena nilai PF yang besar akan memerlukan biaya yang tinggi.

Pada jarak 600 m dan 700 m dari permukiman warga berta bahan peledak yang digunakan akan dibatasi karena adanya pembatasan maksimal nilai PPV yaitu 3 mm/s. Sehingga perlu dikaji kembali untuk meningkatkan kedalaman lubang bor menjadi 8 m karena dengan penambahan kedalaman lubang bor akan menambah kebutuhan berat isian bahan peledak. Awalnya pada jarak tersebut kedalaman lubang bor hanya 4 m dan menghasilkan PPV di bawah 3 mm/s, dimana untuk kedalaman lubang bor 4 m ini untuk menghasilkan volume batuan terbongkar lebih kecil. Jika ingin membongkar batuan dengan volume yang lebih besar maka memerlukan luas lokasi yang sangat besar. Fakta di lapangan lokasi untuk peledakan terbatas.

Rumusan Masalah

Pada jarak 600 m dan 700 m nilai PPV sangat diperhatikan karena berdekatan dengan permukiman warga sehingga berat bahan peledak yang dipakai akan dikontrol. Penambahan kedalaman lubang bor dari 4 m menjadi 8 m akan menambah berat isian bahan peledak yang mana pada lubang bor 4 m memerlukan berat bahan peledak sebesar 48 kg.

Tujuan Penelitian

Adapun tujuan dari penelitian ini adalah sebagai berikut:

1. Menghitung berat maksimal bahan peledak pada jarak 100 m – 1.000 m dari titik pengukuran *ground vibration* dengan menggunakan rumus *scaled distance*.
2. Menganalisis penerapan metode *double decking* terhadap geometri lubang bor dan volume peledakan.
3. Analisis pemakaian metode *double decking* untuk menurunkan *powder factor* (PF).

Batasan Masalah

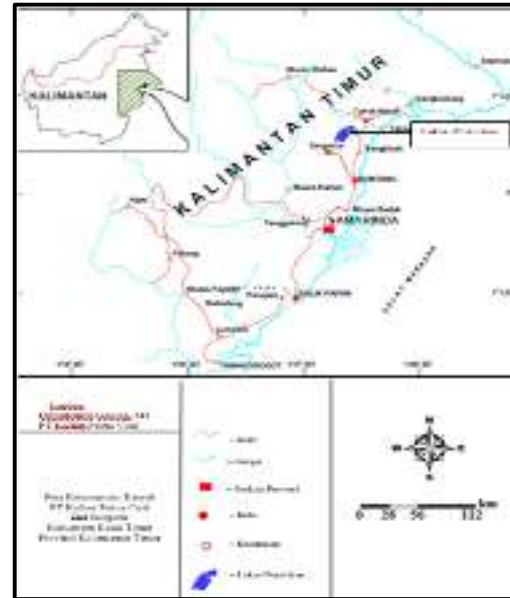
Adapun batasan masalah dari penelitian ini adalah sebagai berikut:

1. Tebal *stemming* yang digunakan pada metode *double decking* adalah minimal 2,5 m.
2. Parameter pengontrol nilai PPV dari berat isian bahan peledak per delay.
3. Prediksi Kuzram Cunningham untuk fragmentasi yang lolos < 30 cm adalah 60%.
4. Diameter lubang bor adalah 200 mm.
5. Kombinasi *delay* peledakan yang digunakan berdasarkan grafik kombinasi *delay* dari ORICA yaitu 90 ms untuk *control* dan 35 ms untuk *echelon*.

II. TINJAUAN UMUM

Lokasi dan Kesampaian Daerah

PT KPC berada di wilayah Perjanjian Karya Pengusahaan Pertambangan Batubara (PKP2B) di Kecamatan Sangatta, Kabupaten Kutai Timur, Kalimantan Timur dengan luas wilayah 90.960 Ha. (Lihat Gambar 1)



Gambar 1
Peta Kesampaian Daerah PT KPC

Perusahaan ini memiliki wilayah operasi penambangan yang dikelola sendiri yang terdiri dari tiga departemen pit, yaitu Departemen Bintang, Departemen Hatari, dan Departemen Jupiter. Sementara untuk wilayah operasi penambangan yang lain ditambang oleh kontraktor yang berdiri dibawah departemen *Contract Mining Division*.

PT. KPC terletak disebelah sungai Sangatta dan berjarak ± 20 km dari Pantai timur Kalimantan. Secara administratif, wilayah PT. KPC berbatasan dengan:

- a. Utara : Sangkulirang
- b. Timur : Selat Makassar
- c. Selatan : Samarinda
- d. Barat : Taman Nasional Kutai

Secara astronomis, koordinat PT. KPC terletak pada 117° 14' 23" BT – 117° 26' 05" BT dan 0° 20' 29" LU – 0° 30' 47" LU.

III. HASIL PENELITIAN

Data PPV (*Peak Particle Velocity*) Bulan Maret 2018 di Pit Pinang South

Pengambilan data nilai PPV ini bersama dengan nilai aktual jarak dan isian bahan peledak maksimal per *delay* pada Maret 2018 di Pit Pinang South PT.KPC dapat dilihat pada Tabel 1

Tabel 1. Data Nilai PPV Maret 2018

Lokasi	Tanggal	MD	Jarak (m)	Isian Max (kg)	PPV (mm/s)
PN71	6-Maret-2018	Berakal	321	90	4,88
PN72	7-Maret-2018	Berakal	360	95	4,81
PN50	8-Maret-2018	Berakal	348	60	4,19
PN52	11-Maret-2018	Berakal	450	137	5,59
PN59	14-Maret-2018	Berakal	380	90	4,71
PN65	16-Maret-2018	Berakal	521	64	2,87
PN50	20-Maret-2018	Berakal	475	60	1,2
PN66	23-Maret-2018	Berakal	395	67	3,15
PN57	25-Maret-2018	Berakal	519	30	2,74
PN54	27-Maret-2018	Berakal	450	58	3,23
PN55	31-Maret-2018	Berakal	555	65	2,91

Isian Bahan Peledak

Tabel 2. Kedalaman Lubang Bor dan Isian Bahan Peledak

Kedalaman (m)	Ket	Desain		Kontrol Lubang < 30 cm	Aktual		Kontrol Lubang < 30 cm		
		Isian	Stem (mm)		Isian	Stem (mm)			
								(m)	(kg)
8	Double Decking	1,39	48	2,59	60%	1,39	48	2,59	60%
8,5		1,38	51	2,16	60%	1,38	51	2,16	60%
9		1,48	55	3	60%	1,48	55	3	60%
8	Single Decking	3,1	115	4,0	60%				
8,5		3,3	123	5,2	60%				
9		3,6	132	5,4	60%				

Dilihat dari Tabel 2 dapat diketahui perbedaan antara metode *double decking* dan metode *single decking*. Pada metode *double decking* pada kedalaman lubang bor 8 – 9 m dibagi menjadi dua bagian sama panjang. Setiap bagian memiliki detonator dan memiliki panjang kolom isian bahan peledak masing – masing. Rancangan isian bahan peledak ini sesuai dengan prediksi kuzram Cunningham yang mana prediksi untuk fragmentasi < 30 cm adalah 60%. Hal ini sesuai dengan SOP PT. KPC. Ilustarsi metode *double decking* pada lubang bor dengan kedalaman 8 - 9 m dapat dilihat pada Gambar 2.

Powder Factor

Powder Factor merupakan perbandingan antara berat bahan peledak yang digunakan (kg) dengan volume batuan yang akan diledakkan atau batuan terbongkar (m³). *Powder factor* adalah faktor yang dibatasi oleh perusahaan karena semakin besar *powder factor* maka semakin besar biaya yang dikeluarkan perusahaan. Perhitungan batuan terbongkar dapat dilihat pada Tabel 3.

Tabel 3. Total Batuan Terbongkar Di Lokasi Percobaan Peledakan

Lokasi	Luas Area (m ²)	Kedalaman (m)	Batuan Terbongkar (m ³)
PN 22	6.490,8	8,9	51.746,6
PN 20	3.596,4	8,1	29.131,2
PN 09	7.520,9	8,1	62.421
PN 07	12.327,3	8,4	103.350,04

Penggunaan bahan peledak untuk setiap lokasi percobaan peledakan dapat dilihat Tabel 4. Penggunaan bahan peledak per lubang disesuaikan dengan kedalaman lubang ledak.

Tabel 4. Total Penggunaan Bahan Peledak Di Lokasi Percobaan Peledakan

Lokasi	Jumlah Lubang	Berat Bahan Peledak Double Decking (kg)	Berat Bahan Peledak Single Decking (kg)
PN 22	97	9.658	11.608
PN 20	51	4.992	5.953
PN 07	108	10.792	12.982
PN 09	150	16.938	22.696

Acuan penggunaan bahan peledak per lubang mengikuti acuan prediksi kuzram Cunningham 2005 baik itu *single decking* atau *double decking*. Dengan menggunakan rumus $PF = \text{total bahan peledak (kg)} / \text{total batuan terbongkar (m}^3\text{)}$, maka perhitungan *powder factor* untuk setiap lokasi percobaan peledakan dapat dilihat pada Tabel 5.

Sedangkan penggunaan bahan peledak aktual didapat dari penggunaan bahan peledak (*explosive fortis HD*) secara langsung di setiap lokasi percobaan peledakan dengan metode *double decking*.

Tabel 5. Penurunan Powder Factor (PF) di Peledakan

Lokasi	Penurunan PF (kg/m ³ per lokasi)	
	1	2
PN 22	0,176	0,212
PN 20	0,171	0,206
PN 09	0,173	0,208
PN 07	0,182	0,219

Keterangan:

- 1 = Penurunan PF dari Desain *Single Decking* dan Desain *Double Decking*
- 2 = Penurunan PF dari Desain *Single Decking* dan Aktual *Double Decking*

Nilai k dan e Pada Rumus Square Root Scaled Distance

Nilai SD dapat dicari dengan teoritis menggunakan rumus *square root scaled distance*. Nilai SD ini yang akan menjadi acuan untuk berat maksimal bahan peledak pada masing – masing radius agar PPV dibawah 3 mm/s. Sehingga digunakannya rumus *square root scaled distance* untuk mengetahuinya. Untuk menggunakan rumus *square root scaled distance* tersebut harus mengetahui nilai konstanta k dan e. Perhitungan manual dapat dilihat pada Lampiran B dan untuk data yang dipakai dapat dilihat pada Tabel 6.

Tabel 6. Perhitungan Nilai k dan e

Lokasi	Area (m²)	Massa (kg)	PPV (mm/s)	SD	1/SD	1/SD²	1/SD³	1/SD⁴	1/SD⁵	1/SD⁶	1/SD⁷	1/SD⁸	1/SD⁹	1/SD¹⁰
PN11	227	48	189	3,98	0,25	0,06	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN12	220	46	187	3,96	0,25	0,06	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN13	245	50	195	4,07	0,24	0,06	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN14	420	120	255	5,12	0,19	0,04	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN15	350	75	210	4,58	0,22	0,05	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN16	227	48	189	3,98	0,25	0,06	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN17	415	98	232	4,72	0,21	0,04	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN18	415	98	232	4,72	0,21	0,04	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN19	818	178	377	6,37	0,15	0,02	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN20	420	98	232	4,72	0,21	0,04	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN21	227	48	189	3,98	0,25	0,06	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
PN22	227	48	189	3,98	0,25	0,06	0,01	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00

Setelah mengetahui nilai k 115,14 dan e 0,882 masukan ke dalam rumus *square root scaled distance*. Untuk mendapatkan nilai SD dengan batasan PPV 3 mm/s: $PPV = 115,14 \times (SD)^{-0,892}$

Pengambilan Data Peak Particle Velocity (PPV) pada Lokasi Percobaan

Pada pengukuran *Ground Vibration* dan *Airblast* di lapangan menggunakan alat *Blastmate III* dan di pindahkan ke perangkat lunak *Blastware III* dan *Microsoft Excel*. Data pada *Blastware* berupa Jarak, PPV (*transversal, longitudinal, vertikal*), frekuensi, *Airblast* dan lain- lain. Terdapat 4 lokasi percobaan diantaranya 2 lokasi pada jarak 600 m dan 2 lokasi pada jarak 700 m dapat dilihat pada Tabel 7 dan Tabel 8. Pada keempat lokasi tersebut menggunakan metode *double decking*.

Tabel 7. Lokasi Jarak 600 meter

Lokasi	Jumlah Lubang	Jarak (m)	PPV Aktual (mm/s)	Kedalaman rata-rata (m)
PN 12	97	600	2,47	8,3 (double decking)
PN 13	51	607	3,00	8,4 (double decking)

Tabel 8. Lokasi Jarak 700 meter

Lokasi	Jumlah Lubang	Jarak (m)	PPV Aktual (mm/s)	Kedalaman rata-rata (m)
PN 07	108	712	1,87	8,9 (double decking)
PN 09	188	744	2,47	8,1 (double decking)

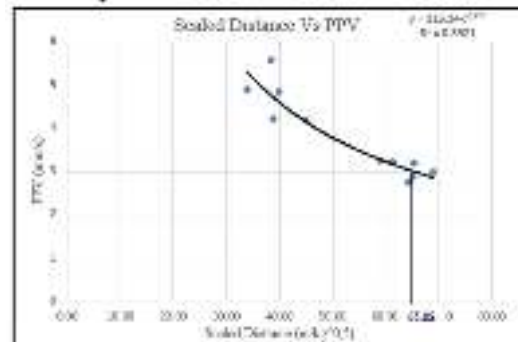
IV. PEMBAHASAN

Menghitung Berat Maksimal Isian Bahan Peledak Menggunakan Grafik *Scaled Distance* dan *Peak Particle Velocity*

Untuk data yang digunakan adalah data nilai PPV, jarak lokasi dan titik pengukuran, dan isian berat bahan peledak per delay yang dilaksanakan pada lokasi penelitian di Bulan Maret. Dari data tersebut diplotkan pada grafik SD Vs PPV, sehingga didapatkan nilai SD pada nilai PPV 3 mm/s, grafik dapat dilihat pada Gambar 2.

Pertimbangan pemakaian grafik SD Vs PPV dengan regresi power karena nilai koefisien determinasi (R^2) pada regresi power lebih besar dibandingkan dengan regresi lainnya yaitu 0,89. Dapat dilihat pada Gambar 5.4 untuk nilai PPV 3 mm/s didapatkan nilai SD adalah $65,09 \text{ m/kg}^{0,5}$, dari nilai SD dapat diketahui berat maksimal bahan peledak pada jarak 600 m adalah 84 kg dan jarak 700 m adalah 115 kg untuk nilai PPV 3 mm/s, perhitungan manual dapat dilihat

pada Lampiran C. Sehingga pada radius tersebut untuk penggunaan berat isian bahan peledak harus dibawah ketentuan agar nilai PPV dibawah 3 mm/s sesuai dengan SOP PT. KPC.



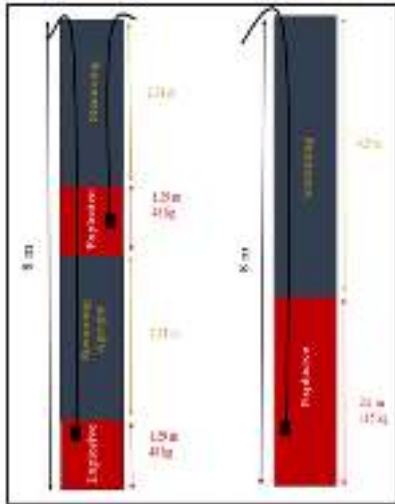
Gambar 2. Grafik *Scaled Distance* Vs PPV

Pembatasan berat bahan peledak tersebut berakibat pada terbatasnya kedalaman lubang bor karena semakin dalam lubang bor maka akan semakin berat bahan peledak yang digunakan agar fragmentasi yang diinginkan sesuai. Maka harus diketahui PPV prediksi untuk kedalaman lubang bor 8 m – 9 m dengan metode *single decking* sehingga dapat diketahui jarak aman dan tidak aman untuk menggunakan lubang bor 8 m *single decking*.



Gambar 3. PPV Prediksi untuk Berat Bahan Peledak yang Digunakan

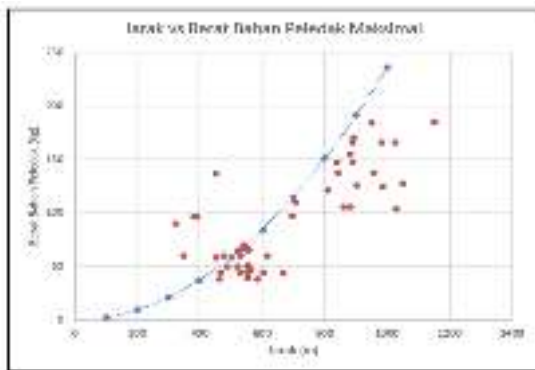
Dapat dilihat pada Gambar 3, bahwa untuk batasan PPV 3 mm/s tidak dapat menggunakan kedalaman lubang bor lebih dari 8 m dengan metode *single decking* pada jarak 600 m dan 700 m. Sehingga digunakan lubang bor 8 m dengan metode *double decking* karena berat bahan peledak yang digunakan 48 kg per delay dan dapat dilihat juga pada Gambar 3 bahwa dengan berat bahan peledak tersebut nilai PPV yang akan dihasilkan di bawah 3 mm/s. Perhitungan berat isian bahan peledak disesuaikan dengan fragmentasi yang diinginkan PT. KPC yaitu ukuran butir < 30 cm adalah 60 % dan tidak menghasilkan nilai PPV diatas 3 mm/s dapat dilihat pada Lampiran D. Untuk nilai PPV prediksi pada jarak 600 m – 1.000 m dengan kedalaman lubang bor 8 m – 9 m metode *single decking* dan *double decking* dapat dilihat di Lampiran J.



Gambar 4. Perbandingan Berat Isian Bahan Peledak Per Delay

Dapat dilihat pada Gambar 4 bahwa untuk kedalaman lubang bor 8 m dengan metode *single decking* memerlukan berat isian bahan peledak per delay seberat 115 kg.

Dengan nilai SD sebesar $65,09 \text{ m/kg}^{0.5}$ yang didapat dari grafik SD vs PPV dan sesuai dengan rumus SD, dapat diketahui berat maksimal bahan peledak pada radius 100 m – 1.000 m dengan batasan nilai PPV 3 mm/s. Grafik Jarak vs Berat Maksimal Bahan Peledak dapat dilihat pada Gambar 5.



Gambar 5.

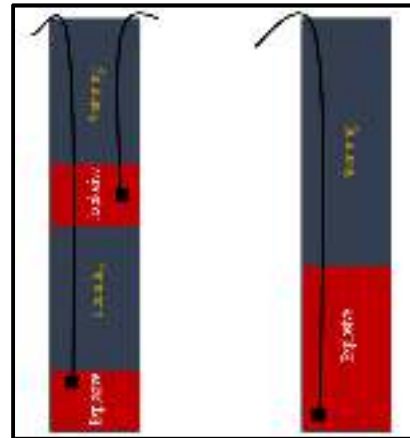
Grafik Jarak Vs Berat Maksimal Bahan Peledak

Dapat dilihat pada Gambar 5, setelah diketahui berat maksimal bahan peledak untuk jarak 100 m – 1.000 m lalu di masukkan data lapangan pemakaian berat maksimal bahan peledak untuk setiap kegiatan peledakan, perhitungan dapat dilihat pada Lampiran C. Didapat pada grafik bahwa point di sebelah kanan garis regresi adalah peledakan yang menggunakan berat maksimal bahan peledak sesuai ketentuan sedangkan point di sebelah kiri garis regresi adalah peledakan yang menggunakan berat maksimal bahan peledak tidak sesuai dengan ketentuan yang mana akan berakibat pada nilai PPV yang dihasilkan di atas 3 mm/s. Namun di lapangan terdapat 4 data yang

berat maksimal bahan peledak sesuai ketentuan tetapi tetap menghasilkan nilai PPV di atas 3 mm/s dikarenakan meledaknya beberapa detonator dalam satu waktu atau berkaitan dengan kondisi batuan di lapangan. Data – data yang dipakai dapat dilihat pada Lampiran G.

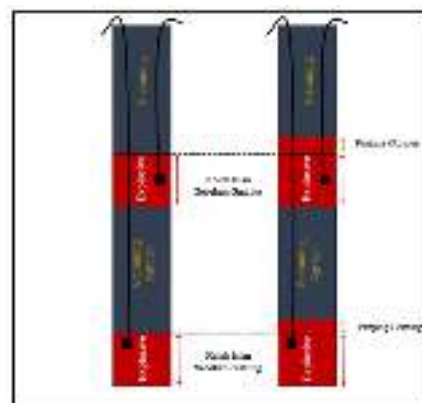
Menganalisis Penerapan Metode *Double Decking* Terhadap Geometri Lubang Bor dan Volume Batuan

Penerapan metode *double decking* dengan membagi dua sama panjang kedalaman lubang bor. Sehingga dalam satu lubang bor terdapat dua detonator, dua bagian bahan peledak, dan dua bagian *stemming*. Maka dari itu akan berpengaruh terhadap geometri lubang bor karena tidak seperti pada geometri lubang bor *single decking* pada umumnya. Untuk ilustrasi lihat pada Gambar 6.



Gambar 6. Perbedaan Geometri *In Hole Single Decking* dengan *Double Decking*

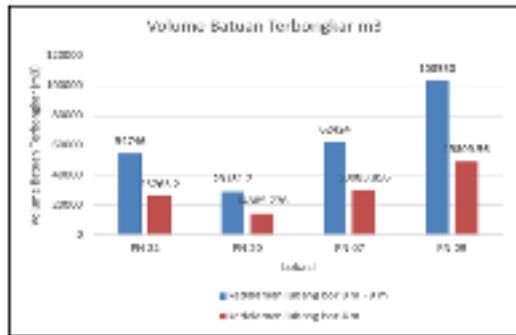
Panjang kolom isian bahan peledak yang digunakan adalah panjang kolom isian bahan peledak setelah proses *gassing* (densitas menurun karena proses kimia dia dalam lubang bor). Hal ini menyebabkan perbedaan antara panjang kolom isian bahan peledak sebelum dan sesudah proses *gassing* atau ditunggu selama 20 – 40 menit setelah bahan peledak *Fortis Eclipse HD* dimasukkan kedalam lubang bor. Ilustrasi dapat dilihat pada Gambar 7.



Gambar 7. Proses *Gassing*

Perencanaan kedalaman lubang bor dari 8 m hingga 9 m ini disesuaikan dengan kondisi di lapangan karena tidak mungkin dalam satu lokasi semua lubang bor sepanjang 8 m. Pada satu lubang bor terdapat dua detonator maka batas panjang minimal *stemming* adalah 2,5 m (Ini mengacu pada prosedur perusahaan PT. KPC untuk menghindari adanya detonator yang rusak atau *miss firing*). Dari Tabel 3.4 untuk panjang *stemming* semua kedalaman lubang lebih dari 2,5 m maka sesuai dengan prosedur perusahaan PT KPC.

Urutan meledak pada metode *double decking* adalah detonator atas lalu disusul detonator bawah hal ini untuk menciptakan bidang bebas. Sehingga ketika detonator bawah meledak sebagian energi yang dihasilkan dari peledakan dapat dikeluarkan pada bidang bebas tersebut. Terbebasnya sebagian energi tersebut berakibat pada menurunnya nilai PPV yang dihasilkan karena energi tidak langsung menjalar di dalam tanah.



Gambar 8

Grafik Perbandingan Volume Batuan Terbongkar

Volume batuan terbongkar adalah luas dikali dengan rata – rata kedalaman lubang bor. Sehingga dapat dilihat pada Gambar 8 ketika menggunakan kedalaman lubang bor 8 m – 9 m akan menghasilkan volume batuan terbongkar lebih 2 kali lipat dari kedalaman lubang bor 4 m. Semakin besar volume batuan terbongkar akan mengurangi frekuensi kegiatan peledakan. Hal ini menjadi salah satu keuntungan terhadap jalannya kegiatan penambangan karena ketika kegiatan peledakan berlangsung maka kegiatan penambangan pada radius 500 m dari lokasi peledakan tersebut dihentikan yang berakibat menghambat jalannya kegiatan penambangan.

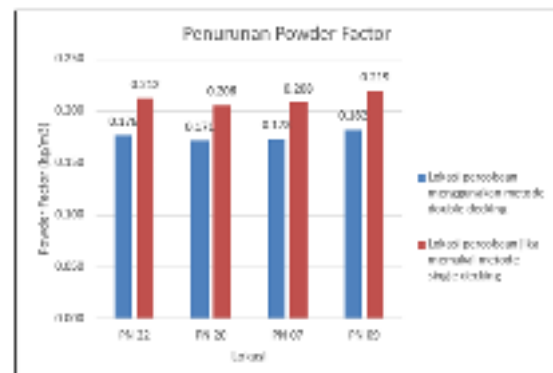
Analisis Pemakaian Metode *Double Decking* Untuk Menurunkan *Powder Factor*

Penurunan *Powder Factor* (PF) disebabkan karena adanya pengurangan berat bahan peledak yang meledak per *delay* karena memakai metode *double decking*. Besarnya pengurangan isian bahan peledak disesuaikan oleh kedalaman lubang bor. Penurunan berat isian bahan peledak untuk masing – masing kedalaman lubang bor dapat dilihat pada Tabel 9.

Tabel 9. Penurunan Berat Isian Bahan Peledak

Kedalaman Lubang (meter)	Isian Bahan Peledak per Lubang				Penurunan Isian (meter)	Isian (kg)
	Duaat <i>Single Decking</i>		Duaat <i>Double Decking</i>			
	meter	kg	meter	kg		
8	3,1	115	1,20-1,25-2,28	49-48-50	0,52	19
8,5	3,3	123	1,28-1,30-2,36	51-50-102	0,54	21
9	3,6	131	1,35-1,45-2,96	54-55-110	0,66	22

Penurunan PF untuk metode *double decking* dapat dilihat pada Tabel 4.2 dan pada Gambar 4.8. Hal ini dapat terjadi karena pada metode *single decking* panjang lubang bor yang dimasukkan pada parameter prediksi Kuzram Cunningham adalah 8 m sedangkan pada metode *double decking* menggunakan panjang lubang bor 4 m. Karena pada prediksi Kuzram Cunningham memperhitungkan panjang kedalaman lubang bor per *delay* peledakan sehingga terdapat perbedaan untuk isian masing – masing metode. Prediksi Kuzram Cunningham ini dengan hasil fragmentasi > 30 cm sebesar 60%. Perhitungan berat isian bahan peledak dapat dilihat pada Lampiran D. Untuk perhitungan panjang kolom isian bahan peledak dapat dilihat pada Lampiran H.



Gambar 9. Grafik Perbandingan Selisih PF

Tabel 10. Penurunan *Powder Factor*

Lokasi	Penurunan PF (kg/m ³)
PN 22	0,036
PN 20	0,034
PN 07	0,035
PN 09	0,037

Dapat dilihat pada Tabel 10, bahwa untuk PN 22 mengalami penurunan PF dari metode *single decking* ke *double decking* sebesar 0,036 kg/m³, PN 20 sebesar 0,034 kg/m³, PN 07 sebesar 0,035 kg/m³, dan PN 09 sebesar 0,037 kg/m³. Sehingga dapat disimpulkan dengan memakai metode *double decking* dapat menurunkan PF 0,035 kg/m³.

V. KESIMPULAN DAN SARAN

Kesimpulan

Dapat disimpulkan hal-hal sebagai berikut:

1. Dengan nilai *Scaled Distance* 65,09 m/kg^{0,5} dan batasan nilai PPV 3 mm/s dapat diketahui berat maksimal bahan peledak yang digunakan untuk

jarak 600 m adalah 84 kg, 700 m adalah 115 kg, 800 m adalah 151 kg, 900 m adalah 191 kg, dan 1.000 m adalah 236 kg.

2. Isian bahan peledak untuk metode *double decking* untuk kedalaman lubang bor 8 m adalah 48 kg per *delay*, untuk kedalaman lubang bor 8,5 m adalah 51 kg per *delay*, dan untuk kedalaman lubang bor 9 m adalah 55 kg per *delay* sesuai dengan prediksi Kuzram Cunningham dengan fragmentasi yang dihasilkan yaitu ukuran < 30 cm adalah 60 %.
3. *Powder Factor* (PF) untuk lubang bor 8 m dengan metode *double decking* lebih kecil 0,035 kg/m³ daripada lubang bor 8 m dengan metode *single decking*.

Saran

1. Selalu memperbarui data yang digunakan untuk menentukan nilai *Scaled Distance* agar sesuai dengan kondisi lapangan terbaru.
2. Perlu dilakukan kajian lebih lanjut terhadap *stemming* untuk kedalaman lubang 8 m metode *double decking* dengan menggunakan *stemming drill cutting*. Karena terbatasnya jumlah *stemming* agregat batu kerikil di lapangan.
3. Adanya pengecekan pemakaian *stemming* di dalam lubang terutama *stemming* bagian bawah agar diketahui sisa kolom lubang ledak bagian atas.

VI. DAFTAR PUSTAKA

- Apriadi, Deny dan dkk. 2017. "*Technival Handbook*". MOD Continous Improvement of PT. Kaltim Prima Coal. Sangatta.
- Bhandari, Sushil. 1997. "*Enggineering Rock Blasting Operations*". AA Balkema Publishers. Rotterdam.
- Chiappetta, Frank. 2004. "*New Blasting Technique to Eliminate Subgrad Drilling, Improve Fragmentation, Reduce Explosive Consumption, and Lower Ground Vibration*". International Society of Explosive Engineering (ISEE). Allentwon.
- Cunningham. 2005. "*The Kuz-ram Fragmentation Model – 20 years on*". European Federation of Explosive Engineers ISBN 0-9550290-0-7. Brighton.
- Richards, Alan dan Moore, Adrian. 1997. "*Blast Assessment-Control*". Terrock Consulting Engineers. Australia.
- S. Koesnaryo. 2011. "*Teknik Peledakan Batuan Buku I dan II*". Program Studi Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, Universitas Pembangunan Nasional "Veteran" Yogyakarta. Yogyakarta.
- Supranto. 2001. "*Statistik Teori dan Aplikasi*".
_____. Keputusan Menteri Negara Lingkungan Hidup No.49 Tahun 1996 Tentang Baku Tingkat Getaran.

Kajian Teknis Keselamatan dan Kesehatan Kerja pada Area Pengolahan Hasil Penambangan Batugamping PT Sugih Alamanugroho Kecamatan Ponjong Kabupaten Gunung Kidul Daerah Istimewa Yogyakarta

Dyah Probowati, Michael Adicaksono Bramantio

UPN “Veteran” Yogyakarta

Afiliasi/Institusi Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. SWK 104 (Lingkar Utara), Yogyakarta 55283 Indonesia
email: mikebram95@gmail.com

ABSTRACT

PT Sugih Alamanugroho is a company engaged in mining and processing of limestone located in Bedoyo Village, Ponjong District, Gunungkidul Regency, Special Region of Yogyakarta. The mining system carried out by PT. Sugih Alamanugroho is an open pit mining system with a quarry method. During PT. Sugih Alamanugroho processing activities, the company has not implemented Occupational Safety and Health programs in the limestone processing plant area.

The formulation of the problem in this study is that there are still accidents in the processing plant area due to unsafe working conditions and actions so that the application of a good safety and health system is needed to encourage the minimization of various work-related accidents and illness at each stage of limestone processing. The purpose of this research was to examine the factors that cause frequent accidents in the limestone processing plant area, calculating the frequency of accidents (Frequency Rate) and the severity of the accident (Severity Rate), and efforts to prevent similar accidents from occurring by performing a performance evaluation to reduce work accident rates.

Based on the results of the study, an analysis of the level of accidents was conducted using Domino Heinrich's theory and calculation of accident statistics by calculating the frequency rate and severity rate. Based on existing data, several unsafe conditions were found in the area of limestone processing plants and unsafe acts carried out by workers, as well as an increase in the number of work accidents from 2016 - 2017 based on work accident data workers at PT. Sugih Alamanugroho. After analyzing the existing accident data using Domino Heinrich's theory and analyzing the frequency rate and severity rate, it was found that the increase in the number of work accidents from 2016 to 2017 was caused by a decrease in the quality of worker's awareness of unsafe actions (unsafe act) which causes 3 accidents caused by unsafe acts by workers in the area of the limestone rock processing factory, and the frequency rate for 2014 to 2017 for each year is 5.83, 3, 0, and 8.84, while the severity rate is 2.92, 0, 0 and 8.84.

Keywords: Occupational Health and Safety, Quarry

ABSTRAK

PT Sugih Alamanugroho merupakan perusahaan yang bergerak di bidang pertambangan dan pengolahan batugamping yang terletak di Desa Bedoyo, Kecamatan Ponjong, Kabupaten Gunungkidul, Daerah Istimewa Yogyakarta. Sistem penambangan yang dilakukan PT. Sugih Alamanugroho adalah sistem tambang terbuka dengan metode kuari. Selama PT. Sugih Alamanugroho melakukan kegiatan pengolahan, perusahaan ini belum menerapkan program-program Keselamatan dan Kesehatan Kerja pada area pabrik pengolahan batugamping.

Rumusan masalah dalam penelitian ini ialah masih terdapatnya kecelakaan pada area pabrik pengolahan dikarenakan kondisi dan tindakan kerja yang kurang aman sehingga diperlukannya penerapan sistem keselamatan dan kesehatan kerja yang baik untuk mendorong minimalisasi berbagai kecelakaan dan penyakit akibat kerja pada setiap tahapan kegiatan pengolahan batugamping.

Tujuan penelitian ini dilakukan antara lain mengkaji faktor-faktor yang menyebabkan sering terjadinya kecelakaan pada area pabrik pengolahan batugamping, menghitung tingkat kekerapan kecelakaan (*Frequency Rate*) serta tingkat keparahan kecelakaan (*Severity Rate*), dan upaya agar kecelakaan sejenis tidak terjadi lagi dengan melakukan evaluasi kinerja untuk menurunkan tingkat kecelakaan kerja.

Berdasarkan hasil penelitian, maka dilakukan analisis mengenai tingkat kecelakaan menggunakan teori Domino Heinrich dan perhitungan statistik kecelakaan dengan menghitung tingkat kekerapan (*frequency rate*) dan tingkat keparahan (*severity rate*). Berdasarkan data yang ada, ditemukan beberapa kondisi tidak aman (*unsafe condition*) di area pabrik pengolahan batugamping dan tindakan tidak aman (*unsafe act*) yang dilakukan oleh pekerja, serta adanya peningkatan jumlah kecelakaan kerja dari tahun 2016 - 2017 dari data kecelakaan kerja pekerja di PT. Sugih Alamanugroho. Setelah menganalisa data kecelakaan yang ada menggunakan teori Domino Heinrich dan

analisa tingkat kekerapan (*frequency rate*) dan tingkat keparahan (*severity rate*), ditemukan bahwa peningkatan jumlah kecelakaan kerja dari tahun 2016 sampai dengan 2017 disebabkan karena penurunan kualitas kesadaran pekerja terhadap tindakan tidak aman (*unsafe act*) yang menyebabkan terjadinya 3 kecelakaan yang disebabkan oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*) oleh pekerja di area pabrik pengolahan batugamping, serta tingkat kekerapan (*frequency rate*) untuk tahun 2014 sampai dengan 2017 berturut-turut untuk setiap tahunnya adalah sebesar 5,83, 3, 0, dan 8,84, dan tingkat keparahan (*severity rate*) nya sebesar 2,92, 0, 0, dan 8,84.

Kata kunci: K3, Kuari

I. PENDAHULUAN

Latar Belakang

PT. Sugih Alamanugoroho merupakan perusahaan yang bergerak dalam bidang pertambangan, bahan galian yang ditambang adalah batugamping. Sistem penambangan yang digunakan PT. Sugih Alamanugoro adalah sistem tambang terbuka (*Quarry*). Surat Izin Usaha Pertambangan (IUP) yang dimiliki PT. Sugih Alamanugroho untuk menambang bahan galian batugamping meliputi luas 14,9 Ha, meliputi 7 bukit, yaitu: Gunung Sidowayah, Gunung Tumpeng, Gunung Pokerso, Gunung Dhuwur, Gunung Panganon, Gunung Kendil, dan Gunung Dengkeng dengan cadangan keseluruhan mencapai 4.321.740 m³. Dalam melakukan usahanya, PT. Sugih Alamanugroho melakukan penambangan secara mekanis dengan menggunakan 1 unit alat pemecah batuan yaitu *Hydraulic Rock Breaker* (HRB), 1 unit alat gali muat yaitu *backhoe* Hitachi EX200 dan untuk alat angkutnya menggunakan truk jungkit Mitsubishi Colt Diesel 100PS.

Kondisi area pengolahan batugamping di PT. Sugih Alamanugroho yang belum menetapkan sistem manajemen dan Keselamatan Kerja masih menyebabkan terdapatnya kecelakaan kerja pada saat ini. Kondisi area pengolahan yang aman diharapkan akan menjaga kelancaran kegiatan produksi pengolahan batugamping PT. Sugih Alamanugroho, oleh karena itu perlu dilakukan kajian terhadap Kesehatan dan Keselamatan Kerja yang ada di area pengolahan dalam upaya mengurangi kecelakaan kerja.

Pada dasarnya kecelakaan kerja disebabkan oleh dua faktor yaitu manusia dan lingkungan. Faktor manusia yaitu tindakan tidak aman dari manusia seperti sengaja melanggar peraturan keselamatan kerja yang diwajibkan dan kurang terampilnya pekerja itu sendiri. Faktor lingkungan yaitu keadaan tidak aman dari lingkungan kerja yang menyangkut antara lain peralatan atau mesin-mesin, tetapi frekuensi terjadinya kecelakaan lebih banyak terjadi karena faktor manusia. Oleh karena itu, dilakukan penelitian dan kajian teknis tentang keselamatan dan kesehatan kerja untuk menciptakan kondisi aman, menghindari tindakan tidak aman, dan pengawasan pada setiap kegiatan yang berlangsung. Resiko terhadap setiap unsur yang terlibat dalam kegiatan pengolahan dapat diminimalkan agar tidak terjadi kerugian sehingga kegiatan dapat berjalan secara optimal. Studi kasus atau penelitian tentang K3 dilaksanakan di PT Sugih Alamanugroho Kecamatan Ponjong, Kabupaten Gunungkidul, Daerah Istimewa Yogyakarta.

Rumusan Masalah

Terdapat adanya peningkatan jumlah kecelakaan kerja yang terjadi pada area pabrik pengolahan PT. Sugih Alam Anugroho. Pada tahun 2017, jumlah kecelakaan kerja pada area tersebut mengalami peningkatan dari tahun sebelumnya sehingga diperlukannya penerapan sistem Keselamatan dan Kesehatan Kerja yang baik untuk meminimalisi berbagai kecelakaan dan penyakit akibat kerja pada setiap tahapan kegiatan pengolahan batugamping.

Maksud dan Tujuan Penelitian

Maksud dilakukannya penelitian ini antara lain:

1. Menghitung tingkat kekerapan kecelakaan (*Frequency Rate*) dan tingkat keparahan kecelakaan (*Severity Rate*) dan Persentase penyebab kecelakaan kerja.
2. Menganalisa faktor-faktor yang menyebabkan sering terjadinya kecelakaan pada area pabrik.
3. Memberikan upaya pencegahan kecelakaan agar kecelakaan sejenis tidak terjadi lagi.

Tujuan dilakukannya penelitian ini antara lain:

1. Mendapatkan nilai tingkat kekerapan kecelakaan (*Frequency Rate*) dan tingkat keparahan kecelakaan (*Severity Rate*) dan Persentase penyebab kecelakaan kerja.
2. Mengetahui hasil analisa faktor-faktor yang menyebabkan sering terjadinya kecelakaan pada area pabrik.
3. Mengupayakan pencegahan kecelakaan agar kecelakaan sejenis tidak terjadi lagi.

Batasan Masalah

1. Penelitian dilakukan berdasarkan data yg diambil di pabrik pengolahan batugamping PT. Sugih Alamanugroho.
2. Data kecelakaan yang digunakan berasal dari Laporan Kegiatan PT. Sugih Alamanugroho tahun 2014 - 2017.
3. Penelitian tidak membahas tentang sistem manajemen Kesehatan dan Keselamatan Kerja PT. Sugih Alamanugroho.

Manfaat Penelitian

1. Hasil penelitian ini akan digunakan sebagai gambaran atau evaluasi tentang kondisi K3 (Keselamatan dan Kesehatan Kerja) PT. Sugih Alamanugroho di area pengolahan batugamping sehingga pekerja dapat selalu bertindak aman yang bertujuan agar meminimalisir kecelakaan yang akan terjadi.
2. Sebagai bahan studi perbandingan untuk penelitian selanjutnya yang berkaitan dengan K3 (Keselamatan dan Kesehatan Kerja).

II. TINJAUAN UMUM

Lokasi Dan Kesampaian Daerah

Secara administratif, PT. Sugih Alamanugroho yang terletak di Dusun Bedoyo Kulon, Desa Bedoyo, Kecamatan Ponjong, Kabupaten Gunungkidul, Daerah Istimewa Yogyakarta. Secara geografis terletak pada koordinat 110°54'00" - 110°55'50" BT dan 8°01'10" - 8°01'20" LS, dengan batas wilayah di sebelah Utara terdapat jalan provinsi (jalan kelas II) yang menghubungkan kota Wonosari dengan Kecamatan Pracimantoro. Pada sebelah Barat merupakan daerah terbuka berupa lahan dengan beberapa bukit batugamping, berjarak 1 km terdapat penambangan batugamping yang diusahakan oleh PT. Anindya, di sebelah timur berjarak 1 km terdapat penambangan batugamping yang diusahakan oleh penduduk setempat.

Daerah tempat dimana lokasi penelitian ini berada termasuk memiliki tingkat kesampaian daerah yang cukup baik, dalam arti mudah dijangkau dari berbagai arah dengan kendaraan roda dua atau empat dengan kondisi jalan beraspal. Untuk menuju lokasi, dapat ditempuh dengan jarak 60 km dengan rute Yogyakarta – Wonosari – Ponjong – Bedoyo – PT. Sugih Alamanugroho dengan detail perjalanan sebagai berikut: Dari Kota Yogyakarta, lokasi penambangan dapat ditempuh melalui jalur Jalan Yogyakarta – Wonosari dengan jarak 42 km kemudian diteruskan dari Kota Wonosari ke Kecamatan Ponjong dengan jarak 15 km kemudian dari Kecamatan Ponjong ke Desa Bedoyo ke lokasi dengan jarak 3 km, sedangkan lokasi pabrik pengolahan batugamping berjarak 10 m sebelah selatan jalan raya Wonosari-Pracimantoro. Daerah ini mudah dijangkau dari berbagai arah dengan kendaraan roda dua atau roda empat dengan kondisi jalan beraspal (*Hot mix*) baik, sedangkan ke lokasi dengan berjalan kaki sejauh sekitar 10 - 400 m.



Gambar 1. Peta Kesampaian Daerah Lokasi Penelitian IUP Suseno

III. HASIL PENELITIAN

Pada kegiatan pengolahan batugamping diperlukan pengendalian, pengawasan, pengalaman kerja, serta tingkat pendidikan yang baik untuk mencegah bahaya yang diakibatkan dari proses pengolahan tersebut. Penyebab kecelakaan kerja disebabkan oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*) dan kondisi tidak aman

(*unsafe condition*) sehingga menyebabkan terhentinya suatu kegiatan baik terhadap manusia maupun terhadap alat dan produksi.

Kondisi Area Pabrik Pengolahan Batugamping PT. Sugih Alamanugroho

Area pabrik produksi PT. Sugih Alamanugroho rawan terhadap kecelakaan kerja. Pada daerah ini terdapat kegiatan reduksi ukuran batugamping. Di area ini setiap pekerja tidak diharuskan menggunakan APD sesuai dengan pekerjaannya, masih membiarkan orang yang tidak mempunyai ijin khusus untuk masuk ke lokasi, serta belum melakukan pemasangan papan petunjuk daerah rawan yang jelas dan pemasangan tanda-tanda peringatan untuk menggunakan alat, serta adanya kondisi dan tindakan tidak aman (lihat Tabel 1 dan Tabel 2).

Identifikasi Kondisi Tidak Aman (*Unsafe Condition*) dan Tindakan Tidak Aman (*Unsafe Act*)

Kondisi tidak aman yang ada antara lain adalah: ruang produksi yang tergabung dengan ruang penyimpanan barang, adanya kabel listrik peralatan perkakas yang tidak diberi jalur khusus, tidak adanya pelindung kepala di bawah *belt conveyor*, tidak disediakan *fire extinguisher*, ventilasi yang kurang, dan tidak adanya rambu peringatan K3. Sementara itu, kegiatan tidak aman yang ada adalah adanya pekerja yang melakukan pekerjaan sambil bergurau. Area pengolahan ini merupakan daerah yang rawan terjadi kecelakaan kerja karena pada area ini pekerja berhadapan langsung dengan semua kondisi tidak aman yang ada di dalamnya.

Tabel 1. Kondisi Tidak Aman

No	Kondisi Tidak Aman	Lokasi	Keterangan
1.	Ruang produksi yang tergabung dengan ruang penyimpanan barang	Area produksi	Tidak adanya ruangan khusus (gudang) untuk penyimpanan barang hasil produksi.
2.	Adanya kabel listrik peralatan perkakas yang tidak diberi jalur khusus dan menjalar di tempat pekerja dan peralatan berlalu-lalang.	Area produksi	Adanya kabel yang menjalar bebas di tempat berjalannya pekerja dan alat yang bisa menyebabkan pekerja tersandung saat berjalan atau tersangkut di roda peralatan
3.	Tidak adanya pelindung kepala di bawah <i>belt conveyor jaw crusher</i> untuk melindungi kepala pekerja yang lewat di	Area produksi	Tidak adanya pelindung kepala di bawah <i>belt conveyor jaw crusher</i> yang bisa menyebabkan pekerja tertimpa material yang berjatuh dari

	bawah <i>belt conveyor</i>		<i>belt conveyor</i> di atasnya.
--	----------------------------	--	----------------------------------

4.	Tidak disediakan <i>fire extinguisher</i> atau pemadam api darurat	Area produksi	Tidak disediakan <i>Fire extinguisher</i> yang dapat mengakibatkan adanya api yang tidak diinginkan tidak dapat segera dipadamkan.
5.	Ventilasi yang kurang	Area produksi	Minimnya sirkulasi udara yang menyebabkan debu batugamping hasil kegiatan pengolahan bias membahayakan kesehatan pekerja
6.	Tidak adanya rambu peringatan K3 dan petunjuk keselamatan penggunaan alat dan kerja	Area produksi	Tidak adanya rambu peringatan K3 dan petunjuk keselamatan penggunaan alat dan kerja yang menyebabkan kurangnya kesadaran pekerja untuk menghindari tindakan tidak aman
7.	Adanya penyangga atap yang sudah melengkung	Area produksi	Adanya penyangga atap yang sudah tidak layak yang dapat mengakibatkan atap roboh.



Gambar 3. Tidak Adanya Pelindung Kepala di Bawah *Belt Conveyor* Dari dan Menuju *Jaw Crusher*



Gambar 4. Kabel Listrik Peralatan Perkakas yang Tidak Diberi Jalur Khusus



Gambar 2 Ruang Produksi yang Terhubung dengan Ruang Penyimpanan Barang



Gambar 5. Penyangga Atap yang Sudah Melengkung



Gambar 6. Keadaan Pabrik Pengolahan Batugamping dengan Ventilasi yang Kurang



Gambar 7. Tindakan Tidak Aman Pekerja (Tidak Memakai APD Saat Bekerja)

Tabel 2. Tindakan Tidak Aman

No.	Tindakan Tidak Aman	Lokasi	Keterangan
1	Adanya pekerja yang bekerja sambil bergurau dengan pekerja lainnya	Area produksi	Terdapat pekerja yang bekerja sambil bergurau dengan pekerja lainnya pada saat jam kerja sehingga berkerja dengan tidak serius
2	Beberapa pekerja tidak menggunakan APD yang sesuai dengan jenis pekerjaan yang dilakukan	Area produksi	Pekerja tidak memakai APD yang sesuai dengan pekerjaan yang dilakukan sehingga dapat terjadi kecelakaan kerja
3	Pekerja lain tidak memakai APD ketika memasuki area pabrik pengolahan	Area produksi	Untuk keperluan tertentu terkadang pekerja kantor masuk ke area pabrik pengolahan tapi tanpa dilindungi alat pelindung diri, terutama helm dan masker

Identifikasi Potensi Bahaya

Pada kegiatan pengolahan, terdapat beberapa kecelakaan yang terjadi, serta didapatkan kegiatan yang berpotensi mengakibatkan kecelakaan lainnya. Berdasarkan data yang ada, diketahui bahwa masih ada pekerja yang lalai dalam melaksanakan kewajibannya memakai APD saat bekerja, dengan demikian dapat diidentifikasi dan dinilai potensi kecelakaan yang mungkin timbul. Adapun potensi-potensi bahaya yang terjadi pada saat kegiatan pengolahan dapat dilihat di Tabel 3.

Tabel 3. Identifikasi Potensi Bahaya Kegiatan Pengolahan

No.	Tahapan Kegiatan	Potensi Bahaya
1	<i>Unloading</i>	- Pekerja tertimpa bongkahan batugamping
2	<i>Crushing</i>	- Terkena paparan debu kegiatan <i>crushing</i> batugamping - Tertimpa bongkahan batugamping yang jatuh dari <i>belt conveyor</i>
3	<i>Packaging</i>	- Terkena paparan debu produk batugamping - Tersandungnya kabet alat packaging (pengemasan) pekerja yang sedang berjalan di area produksi

Ketersediaan Alat Pelindung Diri (APD)

Kecelakaan dapat terjadi karena adanya kondisi tidak aman dan tindakan kerja tidak aman yang dilakukan pekerja. Salah satu atau tindakan tidak aman yang dilakukan pekerja adalah mengabaikan pemakaian alat pelindung diri. Setelah mendata, didapat daftar jenis APD (lihat Tabel 4.4), serta terdapat beragam alasan pekerja untuk mengabaikan APD (lihat Tabel 4.5), dan jumlah peralatan dan pendukung keselamatan dan kesehatan kerja (lihat Tabel 4.6).

Tabel 4. Daftar Alat Pelindung Diri Pekerja Pengolahan Batugamping

No.	Jenis Alat Pelindung Diri	Jenis Pekerjaan
1	Masker Debu <i>Disposable</i>	<i>Crushing, packaging</i>
2	Sepatu Boot	<i>Crushing</i>
3	<i>Apron</i>	<i>Packaging</i>
4	Sarung Tangan	<i>Crushing, Packaging</i>
5	Helm	<i>Crushing, Packaging</i>

Sumber: PT. Sugih Alamanugroho

Tabel 5. Alasan Pekerja Mengabaikan Alat Pelindung Diri

No.	Jenis Alat Pelindung Diri	Alasan Pekerja Mengabaikan Alat Pelindung Diri
1	Helm	Merasa risih, gerah, dan bahwa pekerjaan yang dilakukannya tidak berbahaya.
2	Sarung Tangan	Merasa gerah dan pekerjaan yang dilakukan tidak nyaman jika menggunakan sarung tangan.
3	Sepatu Boot	Merasa tidak terbiasa jika bekerja menggunakan sepatu boot

Tabel 6. Data Jumlah Peralatan dan Pendukung Keselamatan dan Kesehatan Kerja di PT Sugih Alamanugroho

No.	Jenis Alat Pelindung Diri	Jumlah yang Tersedia
1	Masker Debu <i>Dissposable</i>	Selalu tersedia
2	Sepatu Boot	30 pasang
3	<i>Apron</i>	60 buah
4	Sarung Tangan	20 pasang
5	Helm	20 buah

Sumber: PT Sugih Alamanugroho

Statistik Kecelakaan

Statistik kecelakaan akibat kerja meliputi kecelakaan yang dikarenakan oleh atau diderita pada waktu menjalankan pekerjaan yang berakibat kematian atau kelainan-kelainan dan meliputi penyakit-penyakit akibat kerja. Selain itu, statistik kecelakaan dapat pula mencakup kecelakaan yang dialami tenaga kerja selama dalam perjalanan ke atau dari perusahaan. Tujuan dikumpulkannya statistik dari suatu kecelakaan kerja adalah untuk mengetahui apakah kecelakaan-kecelakaan tersebut bertambah atau berkurang dan untuk menilai efektif atau tidaknya usaha pencegahan. Dengan dikumpulkannya suatu statistik kecelakaan, diharapkan dapat mengurangi atau meminimalkan terjadinya kecelakaan kerja yang dapat mengakibatkan kematian atau kelainan-kelainan dengan mengendalikan sebab-sebab terjadinya kecelakaan tersebut.

Statistik kecelakaan pekerja yang dianalisa di pabrik pengolahan batugamping PT. Sugih Alamanugroho adalah tingkat kekerapan (*frequency rate*) dan tingkat keparahan (*severity rate*). Perhitungan tingkat kekerapan (*frequency rate*) dan tingkat keparahan (*severity rate*) dapat dilihat pada Lampiran A.

Jumlah Karyawan

Jumlah karyawan unit produksi PT. Sugih Alamanugroho pada tahun 2014 - 2017 dapat di lihat di Tabel 7.

Tabel 7. Jumlah Karyawan Unit Produksi PT. Sugih Alamanugroho Tahun 2014 – 2017

No.	Tahun	Jumlah Karyawan
1	2014	207
2	2015	201
3	2016	208
4	2017	205

Sumber: PT. Sugih Alamanugroho

Data Kecelakaan Kegiatan Pengolahan.

Menurut hasil pengamatan dan data yang didapatkan dari perusahaan, kecelakaan terjadi karena tindakan yang tidak aman, juga kondisi yang tidak aman. Data kecelakaan kerja yang terjadi pada tahun 2014 - 2017 dapat dilihat pada Tabel 8.

Tabel 8. Data Kecelakaan Kerja Kegiatan Pengolahan Batugamping

No.	Tanggal	Lokasi	Tipe Kecelakaan	Kecelakaan
1	26 Maret 2014	Area Produksi	<i>Unsafe Act dan Unsafe Condition</i>	Adanya roda mesin forklift yang selip, kemudian pekerja mencoba membantu forklift untuk berjalan dengan mendorong tetapi pekerja terpeleset sehingga menyebabkan cedera.
2	8 Agustus 2014	Area Produksi	<i>Unsafe Condition</i>	Timbul Percikan api yang berasal dari <i>control box</i> dan mengenai pekerja.
3	21 Januari 2015	Area Produksi	<i>Unsafe Act</i>	Terjadinya kondisi <i>jam</i> atau macetnya <i>belt conveyor</i> yang membuat bongkahan hasil <i>crushing</i> tidak terangkut dan malah jatuh menimpa pekerja yang ada dibawahnya saat pekerja tidak menggunakan helm.

No.	Tanggal	Lokasi	Tipe Kecelakaan	Kecelakaan
4	16 Agustus 2017	Area Produksi	Unsafe Act	Pekerja mengalami benturan dengan bagian mesin produksi yang terjatuh di kepala saat pekerja tidak menggunakan helm.
5	24 September 2017	Area Produksi	Unsafe act	Pekerja tertimpa <i>pallet forklift</i> yang jatuh dari tempat tinggi saat pekerja tidak menggunakan helm
6	26 November 2017	Area Produksi	Unsafe Act	Pekerja tertimpa bongkahan batugamping saat <i>unloading</i> atau pembongkaran muatan dari <i>dump truck</i> ke <i>primary crusher</i> saat pekerja tidak menggunakan helm

Tabel 9. *Frequency Rate* dan *Severity Rate* Tahun 2014 - 2017

No	Tahun	Frequency Rate	Severity Rate
1	2014	5,83	2,92
2	2015	3	0
3	2016	0	0
4	2017	8,84	8,84

Sumber: Laporan Kecelakaan Pegawai PT. Sugih Alamanugroho

Statistik kecelakaan pekerja yang terjadi di area pabrik pengolahan batugamping PT Sugih Alamanugroho ditetapkan setiap tahun berdasarkan tingkat kekerapan dan tingkat keparahan yang terjadi pada pekerja (lihat Tabel 9 dan Tabel 10.)

Tabel 10. Persentase Penyebab Kecelakaan Kerja

No.	Penyebab Kecelakaan	Jumlah Kecelakaan	Persentase (%)
1	Kondisi tidak aman (<i>unsafe condition</i>)	1	20
2	Tindakan tidak aman (<i>Unsafe Act</i>)	4	60
3	Kondisi tidak aman (<i>unsafe condition</i>)	1	20

	dan Tindakan tidak aman (<i>Unsafe Act</i>)		
Jumlah		6	100

Tabel 11. Keluhan atau Penyakit Pekerja di PT. Sugih Alamanugroho

No.	Keluhan/Jenis Penyakit	Penyebab
1	Sesak Nafas dan Batuk Kering	Debu hasil kegiatan pengolahan batugamping
2	Iritasi Mata	Debu hasil kegiatan pengolahan batugamping
3	Sakit Kepala	Suhu tinggi di ruang produksi
4	Telinga Berdengung	Getaran dan bunyi alat <i>Crusher</i> batugamping

Sumber: Laporan Kesehatan PT. Sugih Alamanugroho

Tabel 12. Korban Kecelakaan 2014 - 2017

No.	Tanggal	Cidera Ringan	Cidera Berat	Meninggal Dunia	Keterangan Korban
1	26 Maret 2014	1	-	-	1 pekerja lulusan SMA
2	8 Agustus 2014	1	-	-	1 pekerja lulusan SMA
3	21 Januari 2015	1	-	-	1 pekerja lulusan SMA
4	16 Agustus 2017	1	-	-	1 pekerja lulusan SMA
5	24 September 2017	1	-	-	1 pekerja lulusan SMA
6	26 November 2017	1	-	-	1 pekerja lulusan SMA

Sumber: laporan Kecelakaan Pegawai PT. Sugih Alamanugroho

Penyakit Akibat Kerja

Perusahaan membebaskan karyawannya untuk melakukan pengobatan diluar perusahaan dengan biaya yang ditanggung oleh perusahaan sesuai dengan ketentuan yang berlaku dan merupakan penyakit yang timbul setelah seorang karyawan yang sebelumnya terbukti sehat memulai pekerjaannya. Kebijakan perusahaan yang notanya ditembuskan langsung ke bagian administrasi keuangan. Berdasarkan data yang di dapat dari perusahaan, keluhan penyakit kerja yang sering timbul dari para pekerja adalah sakit mata akibat debu dan kondisi fisik yang menurun akibat kelelahan, baik karena memang pekerjaannya yang berat maupun kerena pola hidup yang salah sehingga kondisi tubuh menurun saat bekerja. Keluhan dan penyakit yang timbul akibat kerja pada PT Sugih Alamanugroho dapat dilihat pada Tabel 11. dan Tabel 12.

IV. PEMBAHASAN

Tingkat Kecepatan atau *Frequency Rate* (FR) dan Tingkat Keparahan atau *Severity Rate* (SR) Kecelakaan

Persentase Penyebab Kecelakaan Kerja

Persentase penyebab utama terjadinya kecelakaan pada PT. Sugih Alamanugroho disebabkan oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*) sebesar 60%, kondisi tidak aman (*unsafe condition*) sebesar 20%, dan yang disebabkan oleh keduanya sebesar 20%.

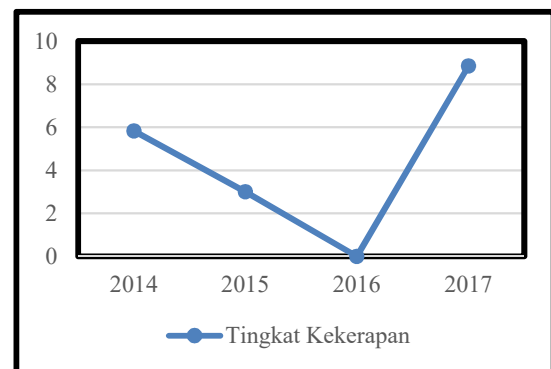
Berdasarkan data kejadian kecelakaan yang terjadi pada PT. Sugih Alamanugroho tahun 2017, terdapat tiga kasus kecelakaan. Data kecelakaan tersebut dihitung dengan menggunakan rumus *Frequency rate* (FR) dan *Severity Rate* (SR). Kecelakaan pada PT. Sugih Alamanugroho disebabkan langsung oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*) dan kondisi tidak aman (*unsafe condition*) sehingga menyebabkan terhentinya suatu kegiatan baik terhadap manusia maupun terhadap alat. Perbandingan *Frequency Rate* dan *Severity Rate* dapat dilihat pada Tabel 3.11. Dengan meningkatnya kecepatan kecelakaan (FR) kerja, maka meningkat pula keparahan kecelakaan (SR) yang menyebabkan hilang waktu kerja. Hal ini diakibatkan semakin banyak kecelakaan, maka semakin banyak pula hari hilangnya, namun hal ini juga tergantung pada kebijakan perusahaan dan tingkat cedera karyawan yang mengalami kecelakaan. Dengan melihat pada data kecelakaan yang ada (lihat Tabel 3.9), terdapat penurunan angka kecelakaan kerja pada tahun 2015 dan tahun 2016, yang kemudian meningkat lagi pada tahun 2017 yang disebabkan oleh faktor personal kelalaian pekerja yang tidak mematuhi prosedur keselamatan kerja. Pada tahun 2017, didapatkan *Frequency Rate* sebesar 8,84 (lihat Lampiran A). Angka ini menunjukkan dalam setiap 1.000.000 jam kerja, terdapat 9 (pembulatan) korban kecelakaan. Angka ini didapatkan dari tiga kecelakaan yang terjadi pada tahun 2017 karena (*unsafe act*). Penyebab kecelakaan ini yaitu karena adanya bagian dari alat produksi yang lepas dan terjatuh karena tidak dilakukannya pemeriksaan alat oleh pekerja, tindakan tidak aman yang dilakukan oleh pekerja berupa pengoprasian kegiatan *unloading* barang dengan *forklift* yang seharusnya dioprasikan oleh 2 orang tetapi hanya dilakukan oleh 1 orang, dan pekerja tertimpa bongkahan batugamping saat *unloading* atau pembongkaran muatan dari *dump truck* ke tempat *primary crusher* saat tidak menggunakan helm. Pada tahun 2017 didapatkan *Severity Rate* sebesar 8,84 karena dari kecelakaan tersebut menyebabkan hilangnya hari kerja sebanyak 2 hari. Angka ini menunjukkan setiap 1.000.000 jam kerja, terdapat 9 (pembulatan) hari kerja hilang.

Trend Tingkat Kecepatan (*Frequency Rate*) dan Tingkat Keparahan (*Severity Rate*) Kecelakaan PT. Sugih Alamanugroho

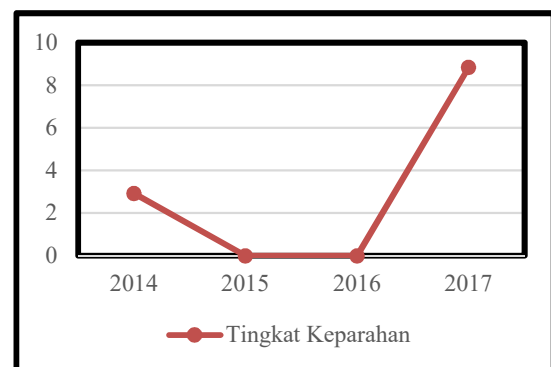
Tingkat kecepatan (*frequency rate*) dan tingkat keparahan (*severity rate*) kecelakaan pada PT. Sugih Alamanugroho mengalami *trend* yang menurun dari

tahun 2014 hingga tahun 2016. Dari analisa yang dilakukan, hal ini disebabkan oleh kualitas kesadaran yang baik dari pekerja untuk tidak melakukan tindakan tidak aman (*unsafe act*) yang mana ditunjukkan pada Tabel 9 bahwa kecelakaan yang disebabkan oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*) saja relatif menurun dari tahun 2014 sampai tahun 2016.

Pada tahun 2017 terjadi peningkatan tingkat kecepatan (*frequency rate*) dan tingkat keparahan (*severity rate*) yang signifikan dari tahun 2016. Setelah dilakukan analisa, ditemukan bahwa hal ini terjadi karena kurangnya jumlah APD yang disediakan oleh perusahaan sehingga tidak mencukupi kebutuhan pemakaian APD pekerja, menurunnya kesadaran pekerja akan bahaya kecelakaan yang bisa ditimbulkan dengan tidak memakai APD saat bekerja karena melihat tidak adanya kecelakaan pada tahun sebelumnya (2016), dan penurunan kualitas kesadaran pekerja terhadap tindakan tidak aman (*unsafe act*) yang ditunjukkan dengan tidak digunakannya APD oleh pekerja di area pabrik pengolahan batugamping serta tidak menyadari akibat-akibat yang dapat ditimbulkan ketika bekerja tanpa menggunakan APD yang menyebabkan terjadinya 3 kecelakaan yang disebabkan oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*) oleh pekerja di area pabrik pengolahan batugamping.



Gambar 8. Grafik *Trend* Tingkat Kecepatan Kecelakaan PT. Sugih Alamanugroho



Gambar 9. Grafik *Trend* Tingkat Keparahan Kecelakaan PT. Sugih Alamanugroho

Analisis Penyebab Kecelakaan

Berdasarkan hasil penelitian, kecelakaan yang terjadi pada pabrik pengolahan batugamping PT. Sugih Alamanugroho sebesar 60% disebabkan oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*), 20% disebabkan oleh kondisi

tidak aman (*unsafe condition*), dan 20% disebabkan oleh keduanya (*unsafe act* dan *unsafe condition*) (lihat Tabel 10). Solusi kecelakaan yang disebabkan oleh hal-hal tersebut dapat dilihat pada Tabel 13.

Faktor Penyebab Langsung

1. Tindakan Tidak Aman (*Unsafe Act*)

Faktor yang paling berpengaruh dalam penyebab kecelakaan adalah tindakan tidak aman yang dilakukan oleh para pekerja sendiri. Tindakan tidak aman (*unsafe act*) merupakan perbuatan berbahaya dari manusia yang seharusnya tidak perlu dilakukan dalam melakukan suatu pekerjaan, dimana perilaku tersebut dapat meningkatkan kemungkinan celaka jika tidak diubah. Tindakan tidak aman ini seperti melanggar prosedur keselamatan dan tidak menggunakan APD (Alat Pelindung Diri) dan tidak melakukan pemeriksaan alat. Tindakan tidak aman ini sering terjadi karena kurangnya pengawasan dan kesadaran arti penting K3, sehingga para pekerja cenderung melanggar aturan, maka dari itu sebaiknya diberikan penyuluhan atau pelatihan mengenai arti penting K3 agar para pekerja sadar akan budaya yang dapat memicu terjadinya kecelakaan.

2. Kondisi Tidak Aman (*Unsafe Condition*)

Penyebab kecelakaan yang diakibatkan oleh kondisi tidak aman (*unsafe condition*) pada area pabrik pengolahan PT. Sugih Alamanugroho umumnya disebabkan oleh

- a. Kurangnya perawatan atau pengecekan secara rutin terhadap peralatan yang digunakan untuk produksi serta inventaris
- b. Ruang gerak yang terbatas pada area produksi
- c. Kondisi ruang area pabrik pengolahan yang belum memadai ventilasinya
- d. Lantai kerja area pabrik pengolahan yang licin yang disebabkan oleh debu produk pengolahan batugamping yang berterbangan dan jatuh ke lantai karena tidak terbuang ke luar area pabrik oleh ventilasi yang tidak cukup.

Oleh karena itu, pihak perusahaan harus segera meningkatkan teknis pengawasan terhadap kondisi-kondisi di area pabrik seperti inspeksi secara rutin, teragenda, dan memperbaiki ruangan dan alat-alat yang dapat berpotensi membahayakan para pekerja agar tidak adanya lagi kondisi yang tidak aman.

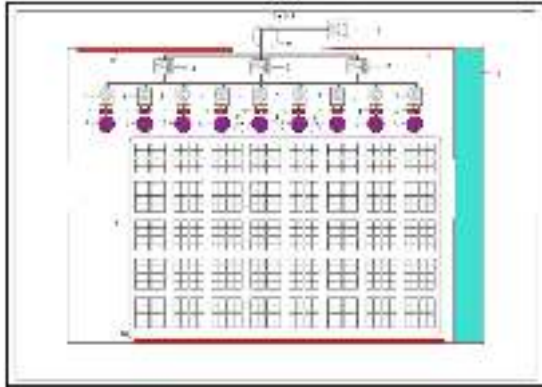
Faktor Penyebab Tidak Langsung

Faktor penyebab tidak langsung dari kecelakaan yang terjadi di PT. Sugih Alamanugroho adalah rendahnya tingkat pendidikan pekerja. Pendidikan seseorang berpengaruh dalam pola pikir seseorang dalam menghadapi pekerjaan yang dipercayakan kepadanya. Selain itu, pendidikan juga akan mempengaruhi tingkat penyerapan terhadap pelatihan yang diberikan dalam rangka melaksanakan pekerjaan atau keselamatan kerja. Hubungan tingkat pendidikan dengan lapangan pekerjaan yang tersedia adalah pekerja dengan tingkat pendidikan rendah akan bekerja di lapangan yang mengandalkan fisik. Hal ini dapat mempengaruhi terjadinya kecelakaan kerja

karena beban fisik yang berat dapat mengakibatkan kelelahan yang merupakan salah satu faktor yang mempengaruhi terjadinya kecelakaan. Pendidikan yang dimaksud adalah pendidikan formal yang diperoleh di sekolah atau instansi pendidikan tertentu yang dapat berpengaruh terhadap perilaku pekerja. Namun disamping pendidikan formal, pendidikan non formal seperti penyuluhan dan pelatihan juga dapat berpengaruh terhadap pekerja terhadap pekerjaannya. Terbukti pada beberapa kasus kecelakaan yang disebabkan oleh tindakan manusia (*unsafe act*) disebabkan oleh pekerja yang semuanya tingkat pendidikannya SMA, serta rendahnya kesadaran akan akibat kecelakaan bagi diri sendiri, perusahaan, masyarakat, dan lingkungan. Hal ini penting untuk membuat peraturan secara teknis yang tepat agar seluruh karyawan PT. Sugih Alamanugroho mengambil kursus atau pelatihan keselamatan kerja serta sanksi yang berat pada saat pekerja melanggar peraturan tersebut agar para pekerja lebih menyadari situasi yang ada pada area pabrik pengolahan. Sedangkan kecelakaan kecil dan *near miss* yang terjadi dari tahun ke tahun yang disebabkan karena kondisi area pabrik yang terbatas ruang geraknya, tingkat konsentrasi pekerja menurun dan kurangnya beberapa pengetahuan karyawan tentang keselamatan dan kesehatan kerja pada PT. Sugih Alamanugroho.

Tabel 13. Kecelakaan yang Terjadi di Area Pabrik Pengolahan Batugamping dan Solusinya

No.	Tanggal	Tipe Insiden	Penyebab	Solusi
1	26 Maret 2014	<i>Unsafe Act</i> dan <i>Unsafe Condition</i>	Kondisi lantai yang licin menyebabkan roda mesin <i>forklift</i> selip, kemudian pekerja mencoba membantu dengan mendorong tetapi pekerja malah terpelestat.	Dilakukannya pembersihan secara rutin lantai ruang kegiatan pengolahan batugamping agar tidak licin.
2	8 Agustus 2014	<i>Unsafe Condition</i>	Timbul percikan api dari arus pendek yang berasal dari <i>control box</i> dan mengenai pekerja karena tutup <i>control box</i> dibiarkan terbuka.	Memberi papan peringatan untuk mengingatkan bahwa <i>control box</i> harus selalu ditutup kembali.
3	21 Januari 2015	<i>Unsafe Act</i>	Terlewatnya pemeriksaan rutin <i>belt conveyor</i> sehingga terjadi kondisi <i>jam</i> atau macet yang membuat bongkahan hasil <i>crushing</i> tidak terangkut dan malah jatuh menimpa pekerja yang ada dibawahnya saat pekerja tidak menggunakan helm.	Memberikan sanksi yang tegas terhadap siapapun yang lalai dalam melaksanakan tanggung jawab pemeriksaan alat atau tanpa mematuhi prosedur yang ada dan memberikan pengetahuan tentang pentingnya arti keselamatan kerja, bahayanya tidak menggunakan APD
4	16 Agustus 2017	<i>Unsafe Act</i>	Adanya bagian dari alat produksi yang lepas dan terjatuh karena tidak dilakukannya pemeriksaan alat oleh pekerja yang mengenai pekerja saat pekerja tidak menggunakan helm.	Dilakukannya pemeriksaan alat secara rutin dan melaporkannya apabila ada kerusakan alat yang bersangkutan dan memberikan pengetahuan tentang pentingnya arti keselamatan kerja, bahayanya tidak menggunakan APD
5	24 September 2017	<i>Unsafe Act</i>	Tindakan tidak aman yang dilakukan oleh pekerja berupa pengoprasian kegiatan <i>unloading</i> barang dengan <i>forklift</i> yang seharusnya dioprasikan oleh 2 orang tetapi hanya dilakukan oleh satu orang	Memberikan sanksi yang tegas terhadap siapapun yang mengoprasikan alat tanpa mematuhi prosedur yang ada
6	26 November 2017	<i>Unsafe Act</i>	Pekerja tertimpa bongkahan batugamping saat <i>unloading</i> atau pembongkaran muatan dari <i>dump truck</i> ke <i>stockpile</i> penjemuran saat pekerja tidak menggunakan helm.	Memberikan pengetahuan tentang pentingnya arti keselamatan kerja, bahayanya tidak menggunakan APD



Gambar 10. Layout Pabrik Pengolahan Batugamping PT. Sugih Alamanugroho

Analisa Keselamatan Kerja (*Job Safety Analysis*)
 Analisa Keselamatan Kerja (*Job Safety Analysis*) atau yang biasa disebut dengan JSA adalah prosedur yang membantu mengintegrasikan prinsip dan praktik keselamatan dan kesehatan kerja ke dalam suatu pekerjaan tertentu. Dalam JSA, dilakukan identifikasi potensi bahaya dan pemberian rekomendasi cara teraman untuk melakukan pekerjaan itu.

Tabel 14. JSA (*Job Safety Analysis*)

No.	Tahapan Kegiatan	Potensi Bahaya	Tindakan Pencegahan/ Pengendalian
1	Unloading	Pekerja tertimpa bongkahan batugamping	<ul style="list-style-type: none"> - Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai helm - Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai sepatu boot.
2	Crushing	Terkena paparan debu kegiatan <i>crushing</i> batugamping Tertimpa bongkahan batugamping yang jatuh dari <i>belt conveyor</i>	<ul style="list-style-type: none"> - Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai masker - Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai helm - Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai sepatu boot. - Melakukan perbaikan teknis dengan memberi <i>belt conveyor guard</i> pada setiap <i>belt conveyor</i>.

No.	Tahapan Kegiatan	Potensi Bahaya	Tindakan Pencegahan/ Pengendalian
3	Packaging	<ul style="list-style-type: none"> - Terkena paparan debu produk batugamping - Tersandungnya kabel alat <i>packaging</i> (pengemasan) pekerja yang sedang berjalan di area produksi 	<ul style="list-style-type: none"> - Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai masker - Melakukan perbaikan teknis dengan membuat jalur khusus untuk kabel dengan menggunakan <i>cabl tray</i>.

Upaya Menurunkan Tingkat Kecelakaan Kerja pada Area Produksi Pengolahan Batugamping PT. Sugih Alamanugroho

Seperti yang telah diuraikan pada bab IV, dalam kegiatan pengolahan batugamping, PT. Sugih Alamanugroho masih terdapat kondisi tidak aman dan tindakan kerja tidak aman. Untuk itu, sebaiknya pihak perusahaan meninjau kembali pelaksanaan kegiatan kerjanya dan melakukan perbaikan-perbaikan sesegera mungkin terhadap kondisi tidak aman agar tingkat kecelakaan kerja pada area pabrik pengolahan dapat diminimalkan. Dari teori Domino Heinrich yang diuraikan di bab III, dilakukan proses analisa sebab – sebab kecelakaan yang terjadi seperti penyebab langsung yang terdiri dari *unsafe condition* atau kondisi tidak aman dan *unsafe act* atau tindakan tidak aman yang menyebabkan kecelakaan yang ada. Menurut hasil analisa yang didasarkan oleh teori Domino Heinrich, agar kelima faktor kecelakaan yang disampaikan pada teori tersebut tidak ada dan menyebabkan terjadinya kejadian berikutnya sesuai rangkaian domino yang ada, sebaiknya dibuat program-program K3 dan penambahan program-program lain untuk mendukung terlaksananya tujuan K3 yang baik dan benar. Berikut ini adalah anjuran perbaikan menurut teori pendekatan teknis dan pendekatan manusia yang harus dilakukan, yaitu:

1. Perbaikan dengan Pendekatan Teknis:
 - a. Perbaikan Teknis Area Pabrik Pengolahan Batugamping
 - 1). Memberikan jalur khusus untuk kabet alat pengemasan menggunakan *cabl tray* agar tidak menjalar bebas (lihat Gambar 4.2 dan 5.2) dan dapat menyebabkan pekerja tersandung ketika melewati kabel tersebut.
 - 2). Menambahkan pelindung kepala di bawah *belt conveyor* (lihat Gambar 4.3 dan 5.2) agar bila ada material batugamping yang jatuh tidak menimpa pekerja yang bekerja di bawahnya.
 - 3). Menambah sistem sirkulasi udara dan ventilasi tambahan selain yang sudah

- ada di dalam *layout* pabrik pengolahan batugamping (lihat Gambar 4.4 dan 5.2), karena suhu panas dan debu hasil proses pengolahan batugamping cukup mengganggu konsentrasi pekerja sehingga menimbulkan kecelakaan kerja, maka dari itu harus ditinjau ulang kembali sirkulasi udara di dalam pabrik.
- 4). Memberi rambu-rambu K3/*Safety Sign* di dalam pabrik agar dapat di baca oleh para pekerja dalam pabrik dan memberikan kesadaran pada para pekerja akan keselamatan dan kesehatan kerja.
 - 5). Mengganti penyangga atap yang sudah melengkung pada area pabrik pengolahan batugamping (lihat Gambar 4.5 dan 5.1) dengan yang baru.
- b. Penyediaan Sarana Pemadam Kebakaran dan Petugasnya.
- 1). Mempersiapkan dengan baik dan siap dipakai alat-alat pemadam kebakaran, seperti APAR (Alat Pemadam Api Ringan) beserta kelengkapannya dan penempatan tabung racun api pada tempat-tempat yang sudah ada apakah masih baik atau harus segera diganti.
 - 2). Melatih pekerja cara memadamkan kebakaran dan menggunakan pemadam kebakaran.
 - 3). Menyediakan tempat peralatan pemadam kebakaran dan keselamatan kerja lainnya. Semua peralatan harus di simpan pada tempat yang aman dan pada tempat yang sudah disediakan agar tidak hilang atau berantakan yang pada akhirnya dapat menimbulkan bahaya bagi para karyawan.
- c. Melakukan Identifikasi Bahaya pada kegiatan pengolahan batugamping
 Dengan ditemukannya potensi bahaya yang mungkin terjadi pada lokasi kerja, maka untuk mengendalikannya dilakukan *monitoring* atau manajemen resiko yaitu menganalisis resiko terhadap kemungkinan yang terjadi, kemudian melakukan pengendalian resiko dengan berdasarkan standar prosedur yang ada, serta upaya-upaya yang dapat dilakukan demi tercapainya proses bekerja yang baik dan aman.
- d. Meningkatkan ketegasan peraturan pemakaian APD di area pabrik.
 Peraturan yang telah dibuat oleh manajemen serta *safety sign* yang dipasang oleh departemen K3 sudah baik, namun harus lebih ditekankan lagi, untuk memasuki area pabrik pengolahan karyawan diwajibkan untuk memakai APD, setidaknya helm dan masker. Memberikan sanksi yang tegas bagi karyawan yang tidak mematuhi prosedur yang berlaku dan lebih memperbanyak lagi *safety sign* di peralatan yang berada di pabrik.
- e. Dilakukannya pemeriksaan terhadap mesin yang berada di dalam pabrik dikarenakan mesin atau peralatan di dalam pabrik harus selalu melalui pemeriksaan rutin karena dari dilakukannya pemeriksaan rutin mesin atau alat sebelum bekerja, dapat diketahui apakah alat yang akan digunakan layak atau tidak dan apakah masih terdapat mesin tanpa *cover* pada alat yang berpotensi bahaya dan segera dan memasang *safety sign* pada alat.
 - f. Dilaksanakannya pengawasan terhadap para pekerja ketika melakukan pekerjaannya. Pengawasan terhadap semua pekerjaan haruslah dilakukan dengan cara baik dan benar. Dalam pelaksanaannya, terlihat lemahnya pengawasan pada saat produksi berlangsung sehingga terkadang sering terjadi kesalahan-pahaman pekerja. Oleh Karena itu, perusahaan harus meningkatkan pengawasan kerja agar tidak ada lagi kesalahan dan tindakan yang dapat membahayakan keselamatan kerja.
2. Perbaikan dengan Pendekatan Manusia
- a. Menambah kesiapan ketika terjadi kondisi darurat, beberapa kecelakaan kecil atau insiden yang sering terjadi pada area produksi dikarenakan masih kurangnya kontrol dari manajemen, maka dari itu pihak manajemen harus rutin melakukan inspeksi terhadap peralatan yang digunakan, observasi terhadap pelaksanaan pekerjaan, dan memberikan edukasi dan *training* kepada pekerja sehingga dapat menangani jika terjadi kondisi darurat.
 - b. Melakukan Pembinaan atau Sosialisasi Untuk Para Pekerja.
 Mencegah terjadinya kecelakaan perlu dilakukan pembinaan dan sosialisasi untuk keselamatan kerja terhadap semua karyawan agar dapat meniadakan potensi yang berbahaya di tempat kerja, karena tanpa adanya kesadaran dan pengetahuan yang cukup maka dapat menimbulkan potensi yang akhirnya dapat menyebabkan kecelakaan. Adapun usaha-usaha yang dapat dilakukan dalam pembinaan dan sosialisasi tentang pentingnya keselamatan kerja adalah sebagai berikut:
 - 1). *Safety talk* atau penyuluhan yang dilakukan perusahaan
 Kegiatan *safety talk* di perusahaan sebaiknya dilaksanakan dan ditekankan untuk para pekerja supaya melakukan bimbingan keselamatan dan kesehatan kerja yang ada pada *safety talk* ini, sebaiknya perusahaan harus lebih tegas dan memberikan sanksi bagi yang tidak menjalankan *safety talk* karena kegiatan *safety talk* ini sangat penting sebab pihak perusahaan dapat mengevaluasi

tindakan dan kondisi yang tidak aman agar dapat di perbaiki dan sebagai pembelajaran untuk kedepannya.

- 2). Melakukan *training* rutin tentang arti penting K3

Kegiatan ini harus dilakukan untuk semua karyawan PT. Sugih Alamanugroho agar dapat terlatih apabila terjadi kecelakaan kerja. Pihak perusahaan akan memberikan penghargaan kepada pekerja yang berprestasi dalam penerapan keselamatan kerja, rutin menjalankan *safety talk* berupa baju dan jaket berlogo *safety first*. Pekerja yang melanggar aturan akan diberi sanksi berupa surat peringatan, apabila surat peringatan sudah diberikan lebih dari tiga kali, maka perusahaan akan menindak dengan meberhentikan pekerja dari pekerjaannya.

V. KESIMPULAN DAN SARAN

Kesimpulan

1. Dari hasil uraian pembahasan yang telah di lakukan pada bab-bab sebelumnya, maka dapat ditarik kesimpulan sebagai berikut:

- a. Dari hasil kajian nilai *Frequency Rate* (FR) dan *Severity Rate* (SR) pada kegiatan pengolahan berdasarkan data tahun 2014, 2015, 2016, dan 2017, diketahui:

- 1). *Frequency Rate* pada tahun 2014 = 5,83.
- 2). *Severity Rate* (SR) pada tahun 2014 = 2,92.
- 3). *Frequency Rate* pada tahun 2015 = 3..
- 4). *Severity Rate* (SR) pada tahun 2015 = 0.
- 5). *Frequency Rate* pada tahun 2016 = 0.
- 6). *Severity Rate* (SR) pada tahun = 0.
- 7). *Frequency Rate* pada tahun 2017 = 8,84.
- 8). *Severity Rate* (SR) pada tahun 2017 = 8,84.

- b. Persentase penyebab utama terjadinya kecelakaan pada PT. Sugih Alamanugroho disebabkan oleh tindakan tidak aman (*unsafe act*) sebesar 60%, kondisi tidak aman (*unsafe condition*) sebesar 20%, dan yang disebabkan oleh keduanya sebesar 20%.

2. Dari hasil identifikasi dan analisa potensi bahaya yang ada, maka ditarik kesimpulan potensi-potensi bahaya yang ada dan tindakan pencegahannya adalah sebagai berikut:

- a. Potensi bahaya dan tindakan pencegahannya pada kegiatan *unloading*

- 1). Pekerja tertimpa bongkahan batugamping:

- Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai helm

- Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai sepatu boot.

- b. Potensi bahaya dan tindakan pencegahannya pada kegiatan *crushing*

- 1). Terkena paparan debu kegiatan *crushing* batugamping:

- Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai masker.

- 2). Tertimpa bongkahan batugamping yang jatuh dari *belt conveyor*

- Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai helm

- Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai sepatu boot.

- Melakukan perbaikan teknis dengan memberi *belt conveyor guard* pada setiap *belt conveyor*.

- c. Potensi bahaya dan tindakan pencegahannya pada kegiatan *packaging*

- 1). Terkena paparan debu produk batugamping:

- Mewajibkan pekerja yang melakukan pekerjaan yang bersangkutan untuk memakai masker

- 2). Tersandungnya kabel alat *packaging* (pengemasan) pekerja yang sedang berjalan di area produksi

- Melakukan perbaikan teknis dengan membuat jalur khusus untuk kabel dengan menggunakan *cable tray*.

3. Upaya-upaya untuk mencegah kecelakaan sejenis tidak terjadi lagi:

- a. Perbaikan dengan Pendekatan Teknis Area Pabrik Pengolahan Batugamping

- 1). Memberikan jalur khusus untuk kabet alat pengemasan.

- 2). Menambahkan pelindung kepala di bawah *belt conveyor*

- 3). Menambah sistem sirkulasi udara dan ventilasi tambahan selain yang sudah ada di dalam *layout* pabrik pengolahan batugamping.

- 4). Memberi rambu-rambu K3/*Safety Sign* di dalam pabrik.

- 5). Mengganti penyangga atap yang sudah melengkung pada area pabrik pengolahan batugamping dengan yang baru.

- 6). Penyediaan Sarana Pemadam Kebakaran dan Petugasnya.

- a). Mempersiapkan dengan baik dan siap dipakai alat-alat pemadam kebakaran, seperti APAR (Alat Pemadam Api Ringan)
 - b). Melatih pekerja cara memadamkan kebakaran dan menggunakan pemadam kebakaran.
 - c). Menyediakan tempat peralatan pemadam kebakaran dan keselamatan kerja lainnya.
- 7). Melakukan Identifikasi Bahaya pada kegiatan Pengolahan Batugamping
 - 8). Meningkatkan ketegasan peraturan pemakaian APD di area pabrik.
- b. Perbaikan dengan Pendekatan Manusia Area Pabrik Pengolahan Batugamping
- 1). Menambah kesiapan ketika terjadi kondisi darurat.
 - 2). Melakukan Pembinaan atau Sosialisasi Untuk Para Pekerja. Adapun usaha-usaha yang dapat dilakukan dalam pembinaan dan sosialisasi tentang pentingnya keselamatan kerja adalah sebagai berikut:
 - a). *Safety talk* atau penyuluhan yang dilakukan perusahaan
 - b). Melakukan *training* rutin tentang arti penting K3

5.2 Saran

1. IUP Suseno perlu melakukan perhitungan yang berubungan dengan aspek ekonomis karena dalam penelitian ini hanya mempertimbangkan aspek teknis.
2. Sebaiknya dilakukan perawatan alat gali muat dan alat angkut secara intensif karena jam kerja dari kedua alat tersebut terbilang relatif lama, sehingga dapat memperpanjang umur alat.

VI. DAFTAR PUSTAKA

Abbasil; Gholamnia; Alizadeh; Seyed Samseddin; and Razoulzadeh, Yahya, 2015, *Evolution of Workers Unsafe Behaviours using Safety Sampling Method in an Industrial Company*, Indian Journal of Science and Technology, Vol8 (28), DOI: 10.17485/ijst/2015/v8i28/84816, October 2005.

Alizadeh; Seyed Samseddin; Mortazavi; Seyed Bagher; and Mohammad Mehdi Sepheri, 2015, *Analysis of Occupational Accident Fatalities and Injuries Among Male Group in Iran Between 2008 and 2012*, Iranian Red Crescent Medical Journal. DOI: 10.5812/remj.18796.

Anizar, 2009, *Teknik Keselamatan dan Kesehatan Kerja di Industri*, Graha Ilmu

Augusta N. Nkem August, Mimi H. Hassim, Kamarizan Kidam, 2016, *Relationship Between Unsafe Act/Condition and Accidents In Construction Company In Nigeria*, International Journal Universiti Teknologi Malaysia, 75:6 (2005) 73-77 www.jurnalteknologi.utm.my, eISSN 2180-3722

C.Ramesh; M. Ravi; KCK.Vijayakumar, 2015, *Zero Accident Vision Using Safety Audit*, International Journal of Mathematical Sciences and Engineering (IJMSE), March 2015, ISSN 2278-1447 Volume – 4, Issue-1.

Dongping Fang; Chen Zhao; and mengchun Zhang, Ph.D., 2016 *A Cognitive Modal of Construction Worker's Unsafe Behaviors*, ASCE Library, Journal of Construction Engineering and Management/ Volume 142 Issue 9-September 2016

Ebrahimi; Mohammad Hossein; Khandan, Mohammad; Abbas, Milad; Biglari, Hamed, 2016 *Effects of Administrative Interventions on Improvement of Safety and Health in Workplace: A Case Study in an Oil*, ResearchGate, Journal of Engineering and Applied Sciences. January 2016. DOI: 10.3923/jeasci.2016.346.351.

Gao Ping; Fu Gui, 2015, *Analysis and Prevention of Unsafe Acts in Mine Roof Accident*, Chinese Journal, China University on Mining and Technology (Beijing)

Heinrich W. W., 1973. *Industrial Accident Prevention a Safety Management Approach*” fifth edition. New York.

Manysia, Zodwa Margaret, 2017, *The Current Status of Working Conditions in Public Hospitals at a Selected Province, South Africa: Part 1*, Taylor % Francis Online, Journal of Human Ecology Volume 56, 2016-Issue 1-2.

PT. Sugih Alamanugroho, 2017, *Datra dan Laporan Kecelakaan Kegiatan Pengolahan Batugamping*, Gunungkidul.

S. Koesnaryo, 2001, *KESELAMATAN KERJA DI TAMBANG TERBUKA*, Diklat Pengawasan Tambang Batubara Terbuka Tanjungredep, Bearu, Kalimantan Timur 17-21 Juli 2001, Pusat Pendidikan Dan Pelatihan Teknologi Mineral Dan Batubara.

Zhang; Yingyu; Shao' Wei; Zhang, Mengjia; Li, Hejun; Yin Shijiu, Xu, Yingjun, 2016. *Analysis 320 Coal Mine Accident Using Structural Equation Modeling with Unsafe Conditions Of The Rules and Regulations As Exogeneous variables*, Accident Analysis & Prevention, Volume 92, July 2016, Pages 189-201

_____, 1970, Undang-undang No. 1 tahun 1970 tentang KESelamatan Kerja, Jakarta.

_____, 1973, Peraturan Pemerintah No. 19 tahun 1973 tentang Pengaturan dan Pengawasan KESelamatan Kerja di bidang Pertambangan, Jakarta.

_____, 1990, SNI 19-1958-1990 tentang Pedoman alat pelindung diri, Jakarta.

_____, 1995, Keputusan Menteri Pertambangan dan Energi Nomor 555.K/26/M.PE/1995 tentang Keselamatan dan Kesehatan Kerja Pertambangan Umum, Direktorat Teknik Pertambangan Umum, Jakarta.

_____, 2001, BSN SNI 13-6618 tentang Metode Penghitungan Tingkat Kekeperan dan Tingkat

Keparahan Cidera Akibat Kerja di Pertambangan Umum, Jakarta.

_____, 2003, Undang-undang Nomor 13 tahun 2003 tentang Ketenagakerjaan, Jakarta.

_____, 2014, Peraturan Menteri Energi dan Sumber DM Nomor 38 tahun 2014 tentang Penerapan Sistem Manajemen Keselamatan Pertambangan, Jakarta.

Analisis Nilai Rimpull dan Load Factor terhadap Produksi Dump Truck CAT 793C pada Pit Tembaga Phase 6 Batu Hijau PT Newmont Nusa Tenggara

Inmarlinianto, Winda, Goldy Putra U. S.

UPN “Veteran” Yogyakarta

Afiliasi/Institusi Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. SWK 104 (Lingkar Utara), Yogyakarta 55283 Indonesia
email: goldyputraus@gmail.com

ABSTRACT

PT. Newmont Nusa Tenggara (PT. NNT) is one of the biggest mining industry in Indonesia. PT. Newmont Nusa Tenggara is located at south-east Sumbawa, exactly at Sekongkang Subdistrict, West Sumbawa Regency. West Nusa Tenggara Province. PT. NNT operates in mining activity on copper ore with gold and silver with open mining method. Copper ore in PT. NNT classified as porphyric copper ore. Mining activity occurs on loading point at pit bottom to dumping point crusher and stockpile.

Situation comes when hauling equipment carries ore from loading point to dumping point. Hauling equipment's horse power available that is not maximally used to dumping point can affect loaded travel time. Rimpull and load factor calculation for hauling equipment occurs to analyze it.

The result found in analysis that there's still less than 1 for load factor calculation in some haul road segments indicated that horse power not maximally used to increase speed and decrease loaded travel time.

To prevent or lessen those condition, speed recommendation table is created for load factor = 1 condition in specific haul road segments for hauling equipment operates at loading point to dumping point.

Keywords: rimpull, load factor, speed.

ABSTRAK

PT Newmont Nusa Tenggara (PT. NNT) merupakan salah satu perusahaan tambang terbesar di Indonesia. PT. NNT terletak di bagian Barat Daya Pulau Sumbawa, tepatnya di Kecamatan Sekongkang, Kabupaten Sumbawa Barat, Provinsi Nusa Tenggara Barat. PT. NNT melakukan kegiatan penambangan bijih tembaga dengan mineral ikutan emas dan perak dengan menggunakan metode tambang terbuka. Cebakan tembaga yang ada di PT. NNT termasuk kedalam cebakan tembaga porfiri. Kegiatan penambangan dilakukan pada loading point di pit bottom menuju *dumping point crusher* dan *stockpile*.

Permasalahan muncul pada saat alat angkut membawa material dari loading point menuju dumping point. Penggunaan tenaga mesin secara tidak maksimal yang tersedia pada alat angkut bermuatan menuju *dumping point* dapat mempengaruhi waktu travel bermuatan. Perhitungan nilai rimpull dan load factor alat angkut perlu dilakukan untuk menganalisa hal tersebut.

Hasil yang ditemukan pada analisa tersebut didapat bahwa perhitungan *load factor* nilainya masih ada < 1 pada beberapa segmen jalan angkut yang menandakan bahwa tenaga mesin yang tersedia pada alat angkut bermuatan yang melewati segmen jalan itu tidak digunakan secara maksimal untuk menambah kecepatan dan mengurangi waktu travel bermuatan.

Untuk mencegah atau mengurangi kondisi tersebut dibuatkan suatu tabel rekomendasi kecepatan kondisi nilai *load factor* = 1 pada segmen jalan angkut dengan beban muatan tertentu untuk dijadikan masukan tambahan PT. NNT terhadap alat angkut bermuatan yang beroperasi pada *loading point* menuju *dumping point*.

Kata Kunci: *rimpull, load factor, kecepatan.*

I. PENDAHULUAN

Latar belakang masalah

PT. Newmont Nusa Tenggara (PT. NNT) merupakan salah satu perusahaan tambang tembaga yang berskala besar di Indonesia. Sistem penambangan yang diterapkan PT. NNT adalah sistem tambang terbuka (*surface mining*) dengan metode *open pit*. Kegiatan utama dalam tambang terbuka yaitu pengupasan lapisan tanah penutup, pemboran, peledakan, pemuatan, dan pengangkutan. Kegiatan pemuatan dan pengangkutan merupakan kegiatan yang penting

dalam tujuan pemenuhan target produksi, sehingga diperlukan pengaturan alat muat dan alat angkut secara optimal.

Salah satu faktor yang dapat mempengaruhi produktivitas alat angkut yaitu kemampuan tenaga mesin yang tersedia. Dengan adanya tenaga mesin yang dimiliki alat angkut berdasarkan spesifikasi yang dimiliki, alat angkut harus dapat digunakan secara maksimal juga dalam area kerjanya.

sebelah Timur, Samudera Hindia di sebelah Selatan dan Selat Alas di sebelah Barat. Peta kesampaian daerah dapat dilihat pada Gambar 2.

Lokasi penambangan PT. NNT dapat ditempuh dengan perjalanan laut dan perjalanan darat dari Bandara Internasional Lombok (LOP) yang terletak di Kecamatan Praya, Kabupaten Lombok Tengah, NTB. Dari Bandara Internasional Lombok, perjalanan dapat ditempuh melalui perjalanan darat menuju ke Pelabuhan Kayangan yang berada di Kecamatan Pringgabaya, Kabupaten Lombok Timur. Perjalanan dari Bandara Internasional Lombok menuju Pelabuhan Kayangan dapat ditempuh dalam waktu selama dua jam. Perjalanan selanjutnya dapat ditempuh melalui perjalanan laut dengan menggunakan kapal berkecepatan tinggi milik PT. NNT yang sering disebut sebagai Tenggara 1. Perjalanan laut menuju Benete Port PT. NNT ini dapat ditempuh dalam waktu satu setengah jam. Perjalanan dari Benete Port menuju lokasi penambangan Pit Batu Hijau dapat ditempuh dengan perjalanan darat dengan menggunakan mobil perusahaan yang telah dilengkapi dengan *rotary lamp* dan tiang bendera selama satu jam melalui *Primary Access Road* (PAR).

Iklm Dan Curah Hujan

Wilayah lokasi IUP PT. NNT berada pada daerah di Pulau Sumbawa yang memiliki iklim tropis dengan temperatur berkisar antara 280C – 370C. Data curah hujan yang ditampilkan merupakan data hasil pengukuran di stasiun Mine Crusher RF-6C dengan tipe pengukuran tipping bucket. Sesuai dengan namanya, stasiun ini terletak di area *Mine Crusher*.



Gambar 2.

Peta Lokasi dan Kesampaian Daerah Penelitian

Kegiatan Penambangan

Penambangan bijih tembaga dan emas di PT. NNT menggunakan sistem tambang terbuka dengan metode *open pit*. Elevasi *Pit* berada pada puncak

610 meter dari permukaan laut. Desain akhir penambangan (*ultimate pit limit*) menunjukkan bahwa *pit* memiliki diameter sekitar 2 km dan kedalaman *pit* adalah 930 m dengan tinggi bench 15 m, kemiringan bench (*Bench Face Angle*) ± 700 dan IRA (*Interramp Angle*) bervariasi antara 370 sampai 640. Sudut kemiringan bench dan IRA tidak selalu sama di setiap lokasi karena penentuan sudut kemiringan juga ditinjau dari material penyusun lereng. Sudut kemiringan bench dapat dibuat lebih tegak apabila material penyusun lerengnya memiliki kekuatan yang baik.

Pengeboran dan Peledakan

PT. NNT menggunakan metode pengeboran dan peledakan untuk melakukan pembersihan overburden, karena kondisi sebagian besar batuan di tambang Batu Hijau diklasifikasikan ke dalam material yang sulit untuk dibongkar (*very hard ripping excavation class*) dengan nilai kuat tekan uniaksial berkisar antara 50-100 MPa. Pembersihan dilakukan untuk dapat melepaskan material dari batuan induknya, sehingga akan mempermudah proses pemuatan dan pengangkutan. Pembersihan juga dilakukan untuk menghasilkan fragmentasi material yang sesuai dengan spesifikasi mulut *crusher*.

Pemuatan dan Pengangkutan

Kegiatan pemuatan material hasil peledakan dilakukan menggunakan beberapa alat muat, yaitu :

1. *Electric Shovel* P&H 4100A dengan kapasitas *bucket* 47,4 m³ (80 ton) berjumlah 5 unit.
2. *Electric Shovel* P&H 2800XPA dengan kapasitas *bucket* 24,4 m³ berjumlah 1 unit.
3. *Wheel Loader* CAT 994D dengan kapasitas *bucket* 19 m³ berjumlah 2 unit.
4. *Excavator* HITACHI EX5500 dengan kapasitas *bucket* 29 m³ berjumlah 2 unit.
5. *Excavator* HITACHI EX3600 dengan kapasitas *bucket* 22 m³ berjumlah 1 unit.

Dalam kegiatan pengangkutan material di PT NNT menggunakan alat angkut dengan kapasitas yang berbeda, yaitu:

1. Truck CAT type 793C, dengan kapasitas angkut 224 ton berjumlah 111 unit.
2. Truck CAT type 777C, dengan kapasitas angkut 57,7 ton berjumlah 17 unit.

Pengangkutan material hasil peledakan ini dilakukan dengan tujuan lokasi yang berbeda-beda, tergantung dari jenis materialnya. Bijih berkadar tinggi akan langsung diangkut menuju *crusher* oleh haul truck, sedangkan untuk bijih berkadar rendah dan sedang akan diangkut menuju *stockpile*. Material pengotor akan diangkut menuju waste dump. Kegiatan pengangkutan ini diawasi dan diatur oleh dispatcher yang menggunakan sistem dispatch dan GPS.

III. HASIL PENELITIAN

Penelitian dilakukan selama bulan Mei 2016 pada kegiatan penambangan phase 6. Pengangkutan material dilakukan dari pit bottom menuju crusher atau stockpile. Penelitian dilakukan terhadap alat angkut pada pit batu hijau PT. Newmont Nusa Tenggara dengan beberapa hasil penelitian yang didapatkan, yaitu nilai *rimpull*, *load factor*, dan variasi beban muatan (*payload variance*).

Keadaan Lokasi Penambangan

Untuk kegiatan penambangan material pada saat penelitian berada pada rencana penambangan phase 6 di pit bottom. Kegiatan pengeboran dan peledakan dilakukan sebelum material digali. Alat gali muat yang digunakan pada pit bottom ada 3 jenis, yaitu Electric Power Shovel P&H 4100A sebanyak 2 unit (SH002 dan SH006), Excavator HITACHI EX5500 sebanyak 2 unit (EX601 dan EX602), dan Loader CAT 994D sebanyak 1 unit (LD006 / LD007) dengan alat angkut utama menggunakan Haul Truck CAT 793C. Pada saat penelitian, pengamatan dilakukan hanya pada alat angkut dengan loading point pada alat *shovel* dan *excavator*.

Pola pemuatan berdasarkan *level* penggalian antara alat muat dan alat angkut yang digunakan di lapangan berdasarkan jenis alat muatnya ada 2 jenis, yaitu top loading untuk alat muat excavator dan bottom loading untuk alat muat shovel dan loader. Excavator melakukan pemuatan dengan menempatkan dirinya di atas jenjang atau truk berada di bawah excavator. Shovel dan loader menempatkan dirinya sejajar dengan alat angkut.

Pola pemuatan berdasarkan jumlah penempatan truk untuk excavator dan loader yaitu single back up, yaitu truk memposisikan diri untuk dimuati pada satu tempat, sedangkan truk berikutnya menunggu truk pertama dimuati sampai penuh, setelah truk pertama berangkat truk kedua memposisikan diri untuk dimuati dan begitu seterusnya. Untuk *shovel* umumnya dengan pola pemuatan double back up, tetapi jika permukaan kerja (*front*) penambangan tidak memungkinkan (terlalu sempit, tergenang air dan sebagainya), maka pola pemuatan yang dilakukan dengan *single back up* (Gambar 3).



Gambar 3
Pemuatan *Single Back-Up Shovel*

Perhitungan *Rimpull* dan *Load Factor*

Untuk mengetahui hasil perhitungan *rimpull* dan *load factor* dari alat angkut yang diteliti, maka perlu dilakukan pengamatan terhadap faktor-faktor yang mempengaruhinya. Perhitungan *rimpull* sangat dipengaruhi oleh jenis alat angkut, berat truk kosong bersama dengan beban material yang diangkut (*payload*), kondisi *haul road*, dan kecepatan yang digunakan. Pada akhir perhitungan, didapatkan angka *load factor*, yaitu suatu faktor pengali untuk memperoleh *horse power* yang sesungguhnya.

Jenis Alat Angkut

Alat angkut utama yang digunakan untuk memindahkan material dari pit bottom batu hijau ke crusher atau stockpile yaitu Haul Truck Merek Caterpillar Tipe 793C. Faktor-faktor yang mempengaruhi dari perhitungan *rimpull* dari pemilihan alat angkut yaitu berat kosong alat angkut (Empty Vehicle Weight), ketersediaan RPM dan tenaga mesin yang dapat digunakan (net Horse Power), dan kecepatan yang digunakan pada saat membawa muatan.

Beban Muatan (*Payload*)

Beban muatan yang diangkut oleh HT Caterpillar 793C didasarkan dari spesifikasi alat yang beratnya sekitar 236 ton. Untuk berat truk kosong (*empty vehicle weight*) sudah ada perubahan dari spesifikasi alatnya. Berat truk tanpa muatan yaitu sebesar 152,5 ton. Untuk *payload* rata-rata berdasarkan data empirik selama bulan Mei 2016 yaitu 227,81.

Rolling Resistance

Berdasarkan data empirik, jenis material yang berada pada haul road pit batu hijau termasuk kategori material yang kompak dan PT. NNT menetapkan nilai rolling resistance yang dipakai yaitu sebesar 4% untuk jalan menanjak (*uphill*), 3% untuk jalan menurun (*downhill*) dan 3% untuk jalan pada jenjang (*on bench*). Hal tersebut didasari oleh pengelompokan nilai rolling resistance yang ditentukan oleh PT. Newmont Nusantara seperti pada Tabel 1. berikut.

Tabel 1 Data Input PT. Newmont Nusa Tenggara

Tipe/FPC Parameters:	USER INPUT
Rolling Resistance	0.04
Grade Resistance	0.03
Wheel Slip Resistance	0.03
Wheel Slip Resistance	0.02

Grade Resistance

Kemiringan jalan *haul road* dibagi menjadi beberapa segmen dengan jarak dan kemiringan yang berbeda-beda. Tujuan muatan untuk jenis material dari *pit bottom* dapat menuju *Crusher 1* maupun *Sejorong HG540 Stockpile*. Penentuan *dumping point* diatur oleh sistem *dispatch*, bergantung dari kondisi *crusher (operation /*

maintenance). Jarak dan kemiringan jalan, terutama pada area pit bottom akan selalu berubah mengikuti arah kemajuan tambangnya (*push back*). Perhitungan jarak dan kemiringan jalan di area *pit bottom* juga dilihat dari *loading point*. Ada 3 tempat *loading point* pada saat dilakukan penelitian yaitu, EX602, SH002, dan SH006.

Jarak Tempuh

Seiring dengan adanya kemajuan tambang dan letak *loading point* yang berbeda di setiap harinya, maka jarak tempuh akan selalu berbeda. Untuk data jarak tempuh dibedakan untuk setiap minggunya selama 5 minggu (1 bulan).

Waktu Tempuh

Waktu tempuh dihitung mulai dari alat angkut sudah terisi muatan dari *loading point* menuju *dumping point*, baik di *crusher* maupun di *stockpile*. Fungsi waktu hasil penelitian ini juga berkaitan dengan jarak dan kecepatan alat angkut. Besarnya waktu tempuh aktual alat angkut dari *loading point* ke *dumping point* dapat dilihat pada Tabel 4.1.

Kecepatan

Kecepatan alat angkut yang digunakan berdasarkan *loading point* dan *dumping point* secara umum dibedakan sesuai dengan lokasinya, yaitu dari SH002 ke *Crusher*, SH006 ke *Crusher*, SH002 ke HG540 *Stockpile*, SH006 ke HG540 *Stockpile*, EX601 dan EX602 ke *Crusher*, EX601 dan EX602 ke *Stockpile*.

Untuk kecepatan di setiap *gear* yang digunakan dalam perhitungan *rimpull* dan *load factor*, diambil 14 sampel *cycle Dump Truck*. Penelitian difokuskan pada saat *Dump Truck* bermuatan dari *loading point* di *pit bottom* menuju *Crusher* maupun *Stockpile*. Pembagian segmen berdasarkan *grade* pada *haul road* dilakukan untuk mengetahui perubahan dari kecepatan yang digunakan dan *rate* percepatan karena adanya sisa nilai *rimpull* pada *gear* tertentu.

IV. PEMBAHASAN

Untuk menganalisa suatu fenomena mencapai penggunaan horse power yang optimal, diperlukan adanya penilaian terhadap kemampuan produksi dari alat angkut yang digunakan. Penilaian tersebut dilakukan dengan cara pengamatan dan penelitian terhadap keadaan di lapangan dan faktor-faktor yang mempengaruhi kemampuan alat-alat tersebut. Dengan mengetahui hal-hal tersebut diharapkan dapat memberikan upaya terbaik dalam mencapai tujuan penelitian.

Perhitungan Rimpull

Rimpull merupakan suatu gaya tarik maksimum yang dapat disediakan oleh mesin. Sebelum membahas hasil dari *rimpull* yang didapatkan pada saat penelitian dilakukan, terlebih dahulu diketahui hal apa saja yang mempengaruhi nilai perhitungan

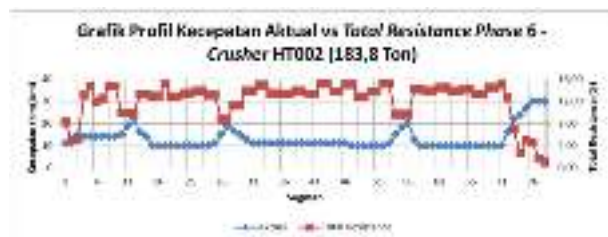
rimpull tersebut.

Nilai *rimpull* dari alat angkut didapat melalui tenaga mesin (HP) yang dimiliki oleh alat angkut, kembali kepada jenis alat angkut yang digunakan. Faktor yang mempengaruhi lainnya yaitu dari penggunaan kecepatan (*speed*) pada segmen jalan tertentu.

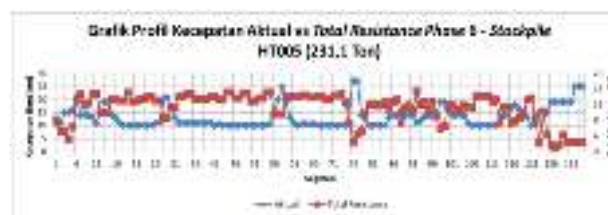
Nilai kecepatan yang dapat digunakan oleh alat angkut *dump truck 793C* dipengaruhi oleh beberapa faktor. Faktor-faktor yang dapat mempengaruhi penggunaan kecepatan diantaranya yaitu dari kemiringan jalan (*grade*), tahanan gelinding (*rolling resistance*) dan beban muatan yang dibawa (*payload*). Nilai *grade* dan *rolling resistance* dapat dijumlahkan untuk mengetahui *total resistance* (TR, %) sebagai salah satu parameter dalam perhitungan *required rimpull* dan nilai *load factor* pada akhir perhitungan. Untuk data hasil penelitian aktual didapatkan hasil grafik perbandingan antara kecepatan dengan *total resistance* pada setiap segmen jalan dari SH006 menuju CR01 dan dari SH006 menuju *stockpile* dapat dilihat pada Gambar 4 dan Gambar 5 berikut.

Dari hasil penelitian pada HT002 dan HT005 dengan *loading point* SH006 menuju *dumping point crusher* dan menuju *stockpile* didapatkan bahwa penggunaan kecepatan berbanding terbalik dengan nilai *total resistance* pada segmen jalan tertentu. Semakin tinggi nilai *total resistance*, maka semakin rendah nilai kecepatan yang digunakan pada segmen jalan tersebut.

Untuk perhitungan *rimpull* yang tersedia (*available rimpull*), yang menjadi parameter perhitungan secara teori yaitu kecepatan yang digunakan dan tenaga mesin yang tersedia. Nilai *rimpull* yang didapat akan digunakan dalam perhitungan selanjutnya sehingga didapatkan hasil perhitungan akhir yaitu nilai *load factor* (LF).



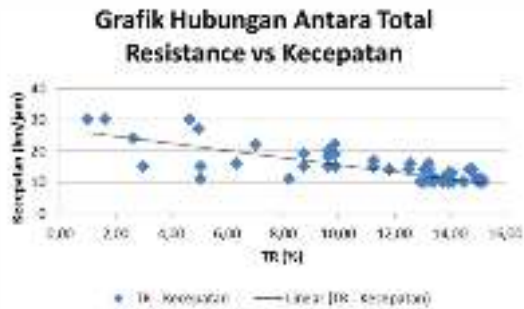
Gambar 4. Grafik Speed Total Resistance HT002



Gambar 5. Grafik Speed Total Resistance HT005

Korelasi Kecepatan dan Total Resistance

Untuk menilai sejauh mana tingkat korelasi antara nilai *total resistance* terhadap kecepatan yang digunakan, digunakan rumus perhitungan persamaan regresi. Hasil dari perhitungan tersebut didapatkan hasil bahwa terdapat hubungan korelasi yang negatif (berbanding terbalik). Untuk mencari nilai korelasi antara nilai kecepatan terhadap *load factor*, digunakan pendekatan rumus regresi linier sederhana 2 variabel. Hasil dari input data kecepatan terhadap *total resistance* dapat dilihat pada Gambar 6 berikut.



Gambar 6.

Grafik Hubungan *Total Resistance* vs Kecepatan

Pada gambar diatas dapat dilihat bahwa nilai kecepatan yang digunakan semakin berkurang seiring dengan nilai total resistance yang semakin tinggi. Untuk nilai korelasi perhitungannya didapat nilai $r = -0,80387$ dan harga r tabel untuk taraf kesalahan 5% dengan $n = 80$ diperoleh 0,2199 (Lampiran L). Karena harga r hitung lebih besar dari r tabel untuk kesalahan 5% ($0,80387 > 0,2199$), maka dapat disimpulkan terdapat hubungan yang negatif dan signifikan sebesar 0,80387 antara nilai total resistance dan nilai kecepatan yang digunakan pada setiap segmen. Koefisien determinasinya $r^2 = 0,6462$. Hal tersebut berarti nilai kecepatan yang digunakan pada setiap segmen 64,62% ditentukan oleh nilai total resistance pada segmen tersebut, melalui persamaan regresi $y = -1,15x + 27,16$. Sisanya 35,38% ditentukan oleh faktor yang lain.

Load Factor

Load factor merupakan suatu faktor pengali untuk memperoleh horse power yang sesungguhnya, sehubungan dengan pengertian bahwa maksimum power tidak dipergunakan menerus selama periode kerja. Dengan demikian besar kecilnya *load factor* bergantung pada kondisi kerjanya (*job condition*). Nilai *load factor* yang didapatkan dari hasil perhitungan teori menunjukkan bahwa di segmen jalan tertentu, dengan penggunaan kecepatan aktual dengan nilai total resistance yang diketahui, didapatkan adanya nilai *load factor* yang menandakan kondisi mesin tidak bekerja secara maksimal. Tabel 2. menunjukkan adanya nilai $LF < 1$ pada beberapa segmen jalan dari HT002 dari *loading point shovel* SH006 menuju *crusher*. Nilai

load factor berhubungan terhadap segmen jalan (berkaitan dengan *total resistance* dan kecepatan yang digunakan).

Tabel 2. Segmen Jalan SH006_CR1 HT002 183,8 Ton Dengan *Load Factor* < 1

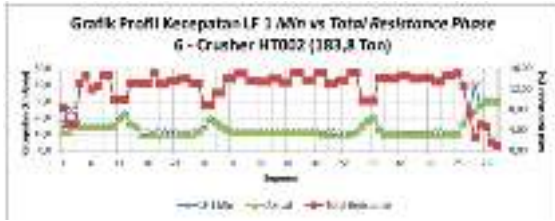
Segmen Jalan	Total Resistance (%)	Load Factor
3	8,24	0,985
3	5,05	0,718
4	5,05	0,969
16	13,05	0,984
17	13,05	0,984
19	12,84	0,977
20	12,84	0,977
21	13,13	0,977
22	13,11	0,977
25	13,08	0,987
27	8,75	0,989
49	12,94	0,977
50	12,84	0,977
51	13,73	0,997
52	13,73	0,997
68	13,35	0,971
69	13,35	0,971
75	2,63	0,995
78	1,61	0,935
90	0,98	0,909

Dari tabel tersebut dapat diamati bahwa nilai *load factor* tidak terdapat pada setiap segmen *haul road*. Hal tersebut disebabkan oleh tidak adanya *rimpull* tersisa yang bisa digunakan untuk melakukan percepatan. Kecepatan yang ada pada saat alat angkut melewati jalan tambang pada segmen tertentu diperoleh dari percepatan pada segmen sebelumnya ketika masih ada *rimpull* yang tersisa untuk melakukan penambahan kecepatan.

Dari sisi penggunaan kecepatan, faktor-faktor yang menyebabkan adanya nilai *load factor* < 1 karena kurangnya kecepatan berdasarkan hasil analisa di lapangan disebabkan oleh beberapa faktor. Faktor tersebut diantaranya yaitu adanya kondisi alat angkut yang berbarengan dengan jarak *relative* dekat, adanya penurunan kecepatan ketika ada *dump truck* lain di persimpangan, dan dari sisi perilaku operator pada saat jalan relatif landai tidak memaksimalkan tenaga mesin yang digunakan.



Gambar 7. Grafik Perbandingan Profil Kecepatan LF = 1 Maksimal Dengan Kecepatan Aktual



Gambar 8.
Grafik Perbandingan Profil Kecepatan LF = 1 Minimal Dengan Kecepatan Aktual

Rekomendasi Kecepatan

Setelah dilakukan penelitian terhadap data aktual untuk menganalisa nilai *rimpull* dan *load factor*, hasil selanjutnya untuk penelitian yang dilakukan yaitu dengan membuat suatu rekomendasi penggunaan kecepatan pada segmen jalan dan beban muatan (*payload*) tertentu. Untuk batas nilai beban muatan dimulai pada beban 203 ton sampai 270 ton sesuai dengan target distribusi *payload* PT. Newmont Nusa Tenggara.

Setelah dilakukan perhitungan pada setiap beban muatan dengan *range* data 1 ton berdasarkan 2 kondisi load factor = 1 maksimum dan minimum, selanjutnya dilakukan pengelompokkan data (interval kelas) sehingga rekomendasi nilai kecepatan dapat diaplikasikan pada beberapa dump truck dengan beban muatan yang tidak beda jauh.

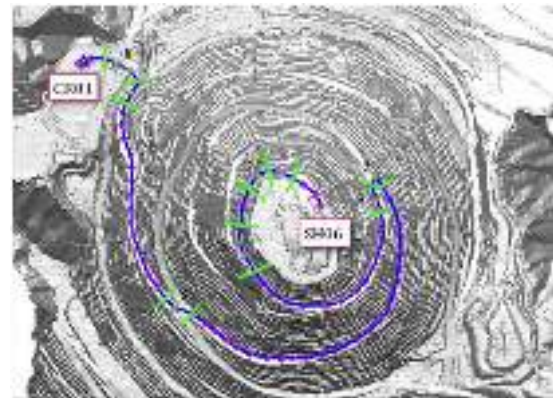
Rekomendasi kecepatan tidak dibuat pada setiap segmen jalan yang diteliti, melainkan hanya di beberapa segmen saja. Hal tersebut didasari oleh adanya beberapa segmen yang sudah sesuai terhadap kecepatan yang digunakan *dump truck*. Untuk rekomendasi yang dibuat dipisahkan menjadi dua, yaitu untuk segmen jalan loading point menuju crusher dan loading point menuju stockpile, sehubungan dengan adanya segmen jalan yang dilalui dari loading point phase 6 menuju crusher tetapi tidak dilalui yang menuju stockpile dan sebaliknya.

Tabel 5.3
Rekomendasi Kecepatan Pada Segmen Jalan Phase 6 - Crusher

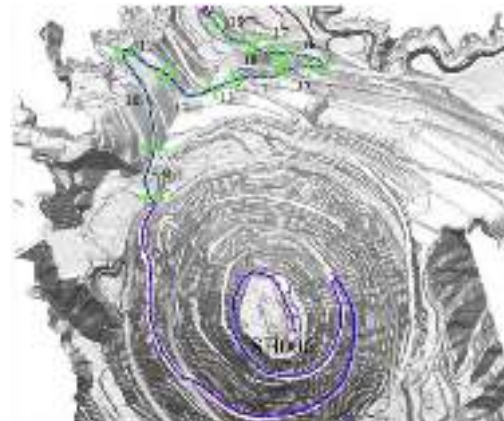
No	Payload (Ton)	Segmen Jalan Phase 6-Crusher (km/jam)							
		1	2	3	4	5	6	7	8
1	202-210	9,2-10,1	10,4-11,5	12,6-14,2	14,1-16	9,7-10,7	12,9-14,6	12,7-14,3	27-31,4
2	211-219	9,9-9	10,2-11,2	12,3-13,8	13,8-15,6	9,5-10,5	12,6-14,2	12,4-13,9	26,4-33,5
3	220-228	8,8-9,6	10,0-11	12-13,5	13,4-15,3	9,3-10,2	12,3-13,9	12,1-13,6	25,8-32,8
4	229-237	8,6-9,4	9,7-10,7	11,8-13,2	13,1-14,9	9,1-10	12-13,6	11,8-13,3	25,2-32
5	238-246	8,4-9,2	9,5-10,5	11,5-12,9	12,8-14,6	8,9-9,8	11,8-13,5	11,6-13	24,6-31,3
6	247-255	8,2-9	9,3-10,3	11,2-12,6	12,5-14,3	8,7-9,5	11,5-13	11,3-12,7	24,1-30,6
7	256-264	8-8,8	9,1-10	11-12,3	12,3-13,9	8,4-9,2	11,3-12,7	11,1-12,4	23,6-29,9
8	265-270	7,9-8,6	8,9-9,8	10,8-12,1	12,1-13,6	8,4-9,1	11,1-12,4	10,9-12,2	23,2-29,2

Tabel 5.4
Rekomendasi Kecepatan Pada Segmen Jalan Phase 6 - Stockpile

No	Payload (Ton)	Segmen Jalan Phase 6-Stockpile (km/jam)																
		9	10	11	12	13	14	15	16	17	18							
1	202-210	18,4-21,8	10,4-11,5	12,1-13,6	10,5-11,6	17,1-20	11,1-12,4	13,4-15,2	9,5-10,4	17,2-20	38,7-42							
2	211-219	18-21,2	10,2-11,2	11,8-13,2	10,2-11,3	16,8-19,5	10,9-12,1	13,1-14,8	9,5-10,2	16,8-19,5	37,9-42							
3	220-228	17,6-20,8	9,9-11	11,6-13	10-11,1	16,4-19,1	10,6-11,8	12,8-14,5	9,1-10	16,4-19,1	37-42							
4	229-237	17,2-20,3	9,7-10,7	11,3-12,6	9,8-10,8	16-18,7	10,4-11,5	12,5-14,2	8,9-9,7	16-18,7	36,1-42							
5	238-246	16,8-19,8	9,5-10,5	11-12,4	9,5-10,6	15,6-18,2	10,2-11,3	12,2-13,8	8,7-9,5	15,6-18,2	35,3-42							
6	247-255	16,4-19,4	9,3-10,2	10,8-12,1	9,3-10,3	15,3-17,8	9,9-11	12-13,5	8,5-9,3	15,3-17,8	34,5-42							
7	256-264	16,1-18,9	9,1-10	10,6-11,8	9,1-10,1	15-17,4	9,7-10,8	11,7-13,2	8,3-9,1	15-17,4	33,8-42							
8	265-270	15,6-18,3	8,9-9,8	10,4-11,6	9-9,9	14,7-17,1	9,6-10,5	11,5-12,9	8,2-8,9	14,7-17,1	33,2-42							



Gambar 9. Segmen Jalan Rekomendasi Phase 6 – Crusher



Gambar 10. Segmen Jalan Rekomendasi Phase 6 – Stockpile

V. KESIMPULAN DAN SARAN

Kesimpulan

Kesimpulan yang dapat diambil dari penelitian ini yaitu sebagai berikut :

1. Masih ditemukan nilai *load factor* < 1 dari perhitungan nilai *rimpull* pada segmen jalan angkut dari *loading point* menuju *dumping point* crusher maupun *stockpile* dengan beban muatan tertentu.
2. Berdasarkan analisa yang dilakukan, kecepatan dapat ditambahkan pada segmen jalan angkut dengan nilai *load factor* < 1 pada beban muatan tertentu.
3. Tabel rekomendasi kecepatan dapat dibuat dari hasil perhitungan nilai *rimpull* dan *load factor* pada segmen jalan angkut tertentu dengan distribusi *payload* PT. Newmont Nusa Tenggara.

Saran

1. Pada segmen jalan yang nilai *load factor* < 1 (*crusher & stockpile*), sebaiknya kecepatan *dump truck* bisa dinaikkan sesuai hasil dari analisa perhitungan yang dilakukan.
2. Bisa menerapkan tabel rekomendasi kecepatan *dump truck* dengan segmen jalan dan *payload* tertentu yang didasarkan atas perhitungan *Rimpull* pada 2 kondisi *Load Factor* = 1 maksimum dan minimum.

VI. DAFTAR PUSTAKA

- CATERPILLAR®. 2000. *CAT 793C Mining Truck*. Peoria, Illinois, U.S.A.
- CATERPILLAR®. 2004. *Caterpillar Performance Handbook Edition 35*. Peoria, Illinois, U.S.A.
- Garwin, S., 2000, *The setting, geometry and timing of intrusion-related hydrothermal system in the vicinity of the Batu Hijau porphyry copper-gold deposit*.
- Partanto Prodjosumarto, 1995, "*Pemindahan Tanah Mekanis*", Departemen Tambang, ITB, Bandung.
- Peurifoy, R.L., 1998, "*Construction Planning Equipment and Methods*", 4th Edition, Jilid I.
- Pfleider, EP, 1972, "*Surface Mining*", 1st Edition, The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc., New York, USA.
- Runge Mining, 1996, *Truck and Loader Mining Systems*, Workshop Course Technical Training, 28 Mei 1996.
- Silvia Sukirman, 1999, "*Dasar-dasar Perencanaan Geometri Jalan*", Cetakan III, Nova, Bandung.
- Walter W. Kaufman and James C. Ault, 1977, "*Design of Surface Mine Haulage Roads – A Manual*", United States Department of The Interior, Bureau of Mines, USA.
- Waterman, Sulistya B., 2015, *Perencanaan Tambang*, Program Studi Teknik Pertambangan UPN "Veteran" Yogyakarta, Yogyakarta.
- Yanto, Indonesianto, 2014, *PEMINDAHAN TANAH MEKANIS*. Program Studi Teknik Pertambangan UPN "Veteran" Yogyakarta. Yogyakarta.

Analisis Interaksi *Double Tunnel* dengan *Finite Element Method*: Pengaruh Posisi Terowongan dan Tahapan Penggalian di Terowongan Cisumdawu

M. Rahman Yulianto, Singgih Saptono, Sudaryanto

UPN “Veteran” Yogyakarta

Afiliasi/Institusi Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. SWK 104 (Lingkar Utara), Yogyakarta 55283 Indonesia
e-mail: mhrahmanc@gmail.com

ABSTRACT

The advancing of development requires the use of underground area for the construction of transportation infrastructure facilities. Construction of double-tunnel at the same time, with the position of tunnel which is adjacent to the others tunnel may be done horizontally manner. The excavation method which is used in soft soil tunnel construction is three-bench seven-step excavation method that can stabilize the tunnel face but it does not require any additional support, it has been widely used in tunnels with large cross-sections for highway. Since, both the tunnels spacing and the excavation sequence affect the displacement and stresses in the lining, it is major interest to study the influence of these factors on the tunnel design. Numerical simulations are conducted to reveal displacement characteristics and obtain optimal construction approach for tunnels in Indonesia. The method which is used for calculation is very suitable for estimating the stability level of tunnels with reliable result. This paper presents analysis of this issue with a particular interest for the optimization of both tunnels spacing of the double-tunnels and the excavation sequence. The analysis conduct in two dimensions of analysis.

Keywords: weak rock, double tunnels, NATM, finite element

ABSTRAK

Kemajuan dalam pembangunan membutuhkan penggunaan area bawah tanah untuk pembangunan infrastruktur fasilitas transportasi. Pembangunan terowongan ganda pada waktu yang bersamaan dengan posisi terowongan yang saling berdekatan dilakukan secara horizontal. Metode penggalian yang digunakan dalam konstruksi terowongan tanah lunak adalah metode penggalian *three-bench seven-step* yang dapat menstabilkan pemuka terowongan tanpa memerlukan tambahan penyangga, yang telah banyak diterapkan dalam pembangunan terowongan dengan penampang besar untuk jalan raya. Karena jarak antar terowongan dan tahapan penggalian yang diterapkan mempengaruhi besarnya perpindahan dan tegangan pada terowongan, maka hal tersebut merupakan kepentingan utama untuk dipelajari pengaruh faktor-faktor tersebut terhadap desain terowongan. Simulasi numerik dilakukan untuk memperlihatkan karakteristik perpindahan dan mendapatkan pendekatan optimal untuk pembangunan terowongan di Indonesia. Metode yang digunakan dalam perhitungan sangat cocok untuk menaksir tingkat stabilitas terowongan dengan hasil yang dapat dipercaya. Makalah ini menyajikan analisis terhadap masalah diatas untuk optimalisasi jarak antar terowongan pada terowongan ganda dan tahapan penggalian yang diterapkan. Analisis yang dilakukan adalah analisis dua dimensi.

Kata kunci: batuan lemah, terowongan ganda, NATM, *finite element*

I. PENDAHULUAN

Latar Belakang

Kemajuan pada pembangunan infrastruktur mendorong penggunaan area bawah tanah untuk pembangunan fasilitas infrastruktur transportasi, salah satunya adalah pembangunan terowongan jalan tol Cisumdawu. Lokasi pembangunan terowongan Cisumdawu berada di Seksi II Rancakalong-Sumedang, Fase 1 dan 2 pada Sta. 12+628 - 13+100, tepatnya di daerah Cigendel, Kecamatan Pamulihan. Penerowongan ini menembus bukit dengan kondisi material batuan lemah dan/atau tanah lunak (Verruijt, 2001). Terowongan Cisumdawu merupakan terowongan ganda (*double tunnel*) dan termasuk terowongan dangkal. Sehingga, metode penggalian yang tepat sangat diperlukan agar kegiatan penggalian tidak mengganggu aktivitas yang berada di atas permukaan.

Penggalian terowongan berpengaruh langsung terhadap kekuatan batuan sekitar, dikarenakan adanya perubahan distribusi tegangan pada batuan. Bidang bebas pada terowongan akan mengalami deformasi dan memungkinkan tercapainya keseimbangan baru pada terowongan. Perilaku ini ditunjukkan dengan adanya perpindahan pada dinding dan atap terowongan. Interaksi dari dua terowongan akan mempengaruhi keadaan tegangan dan perpindahan di sekitar terowongan, perpindahan permukaan tanah dan beban penyangga. Sehingga perlu dipelajari interaksi dua terowongan paralel dan pengaruh interaksi tersebut pada tegangan dan perpindahan di sekitar terowongan serta beban penyangga. Hal tersebut dicapai dengan melakukan serangkaian analisis numerik menggunakan *finite element method* terhadap model terowongan ganda untuk rentang berbagai parameter. Hasilnya disajikan dalam dua bagian, pada bagian pertama parameter utama yang diteliti adalah pengaruh jarak antar dua terowongan.

Sedangkan pada bagian kedua, parameter utama yang diteliti adalah pengaruh tahapan penggalian terowongan. Pada analisis ini pengaruh kedalaman terowongan dan kondisi penyangga juga dipertimbangkan.

Permasalahan

Penggalian *double tunnel* mengakibatkan interaksi yang terjadi antar terowongan sehingga perlu diketahui faktor apa saja yang mempengaruhi interaksi pada *double tunnel* tersebut. Posisi dan tahapan penggalian terowongan berpengaruh terhadap keamanan penggalian *double tunnel* dan perpindahan di sekitar terowongan. Penentuan metode penggalian didasarkan pada karakteristik dan sifat material tanah pada daerah penggalian tersebut serta geometri terowongan.

Tujuan Penelitian

Penelitian ini dilakukan dengan tujuan antara lain :

1. Menganalisis faktor-faktor yang berpengaruh terhadap stabilitas terowongan tanah lunak.
2. Mengetahui metode penggalian terowongan tanah lunak.
3. Menganalisis stabilitas terhadap metode penggalian *New Austrian Tunneling Method* yang telah diterapkan.

Batasan Masalah

Batasan masalah dalam penelitian ini adalah sebagai berikut:

1. Lokasi penelitian berada pada tol Cisumdawu STA 12+628 s/d STA 13+100.
2. Analisis yang dilakukan berada pada STA 12+825.
3. Analisis yang dilakukan hanya terbatas pada pengaruh terhadap posisi terowongan dan tahapan penggalian.
4. Perhitungan numerik yang dilakukan menggunakan *Finite Element Method*.
5. Analisis yang dilakukan berdimensi 2 (2D) dengan pendekatan regangan bidang menggunakan program RS2 (RockSoil2) versi 9.0 berlisensi sebagai alat bantu perhitungan.
6. Perhitungan penyanggan terbatas pada penyanggaan sementara.
7. Kriteria keruntuhan yang digunakan Mohr-Coloumb.

Manfaat Penelitian

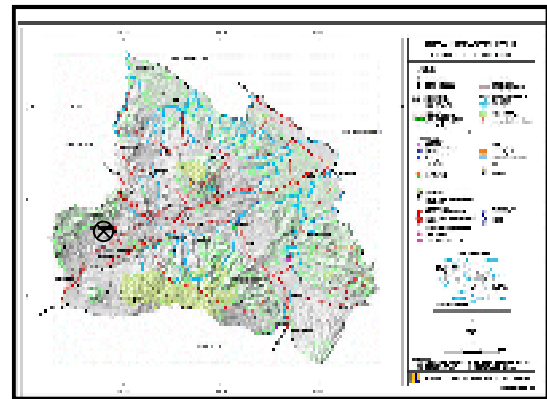
Manfaat dari penelitian ini adalah mendapatkan pengalaman dalam penanganan penyanggaan sementara dan metode penggalian pada pembuatan terowongan jalan tol di material tanah lunak.

II. TINJAUAN UMUM

Letak Kesempaan Daerah

Lokasi penelitian berada di Desa Cigendel, Kecamatan Pamulihan, Kabupaten Sumedang merupakan salah satu bagian wilayah Provinsi Jawa Barat. Secara geografis terletak pada 107°49'59,05" BTs/d107° 49' 52,50" BT dan 6° 51'59" LSs/d6° 52'

11,59" LS. Kecamatan Pamulihan berbatasan langsung dengan



Gambar 1

Letak Kesempaan Daerah Lokasi Penelitian

Keadaan Geologi

Fisiografi

Secara garis besar lokasi proyek terowongan Cisumdawu terletak pada zona Bandung, yang merupakan daerah gunung api. Zona ini merupakan suatu depresi jika dibanding dengan zona Bogor dan zona Pegunungan Selatan yang mengapitnya yang terlipat pada zaman tersier. Zona Bandung sebagian besar terisi oleh endapan vulkanik muda produk dari gunungapi disekitarnya. Gunung-gunung berapi terletak pada dataran rendah antara kedua zona itu dan merupakan dua barisan di pinggir zona Bandung pada perbatasan zona Bogor dan zona Pegunungan Selatan. Walaupun zona Bandung merupakan suatu depresi, ketinggiannya masih cukup besar, misalnya depresi Bandung dengan ketinggian 650 – 700 mdpl. Zona Bandung sebagian terisi oleh endapan-endapan alluvial dan vukanik muda (kwarter), tetapi di beberapa tempat merupakan campuran endapan tertier dan kwarter. Pegunungan - pegunungan tersier tersebut adalah pegunungan Bayah, bukit di lembah Cimandiri-Sukabumi, bukit-bukit Rajamandala dan bukit-bukit Kabanaran. Pegunungan itu telah tertoreh-toreh dan tererosikan dengan kuat, sehingga merupakan permukaan yang agak datar(peneplain). Peneplain itu terus melandai ke Barat ke Selat Sunda. Padabeberapa tempat di Selatan pantai zona Bandung lainnya curam, terdiri atas depresi Cianjur Sukabumi, depresi Bandung, depresi Garut dan depresi Citanduy para ahli geologi menyebutnya sebagai cekungan antar pegunungan (cekungan intra montana).

Stratigrafi

Jenis batuan yang ada di area proyek terowongan jalan bebas hambatan Cisumdawu merupakan hasil dari gunung api muda tak teruarikan, berupa pasir tufaan, lapilli, breksi, lava, anglomerat. Sebagian berasal dari Gunung Tangkuban parahu dan sebagian dari Gunung Tampomas. Antara Sumedang dan Bandung, batuan ini membentuk dataran-dataran kecil atau bagian-bagian rata dan bukit-bukit rendah yang tertutup oleh tanah yang berwarna abu-abu kuning dan kemerah-merahan.

III. Dasar Teori

Klasifikasi Massa Tanah

Klasifikasi tanah adalah suatu sistem pengaturan beberapa jenis tanah yang berbeda-beda tapi mempunyai sifat yang serupa ke dalam kelompok dan subkelompok berdasarkan pemakaiannya (Das, 1995). Sistem klasifikasi memberikan suatu bahasa yang mudah untuk menjelaskan secara singkat sifat-sifat umum tanah yang sangat bervariasi tanpa penjelasan yang terinci. Ada beberapa macam sistem klasifikasi tanah yang umumnya digunakan sebagai hasil pengembangan dari sistem klasifikasi yang sudah ada. Beberapa sistem tersebut memperhitungkan distribusi ukuran butiran dan batas-batas *Atterberg*. Sistem-sistem tersebut adalah sistem klasifikasi AASHTO dan sistem klasifikasi Unified. Sistem klasifikasi AASHTO pada umumnya dipakai oleh departemen jalan raya di semua negara bagian di Amerika Serikat. Sedangkan sistem klasifikasi Unified pada umumnya lebih disukai oleh para ahli geoteknik untuk keperluan-keperluan teknik yang lain.

Tegangan In-Situ

Tegangan in situ vertikal pada tanah/batuan merupakan fungsi kedalaman.

$$\sigma_v = \gamma h$$

Keterangan :

- σ_v = tegangan vertikal
- γ = berat isi tanah/batuan
- h = kedalaman

Tegangan horizontal yang bekerja pada elemen batuan pada kedalaman z di bawah permukaan jauh lebih sulit diperkirakan daripada tegangan vertikal. Biasanya, rasio tekanan horisontal rata-rata terhadap tegangan vertikal dilambangkan dengan huruf k sedemikian rupa sehingga diperoleh persamaan:

$$\sigma_h = k \sigma_v = k \gamma z$$

keterangan :

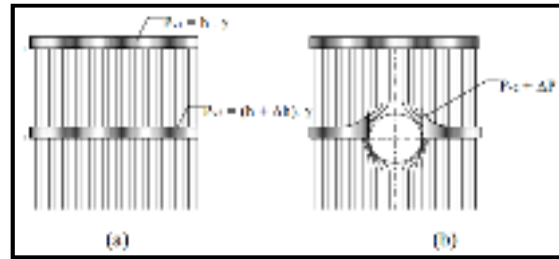
- σ_h = tegangan horizontal
- k = rasio tegangan horizontal rata-rata terhadap tegangan vertikal, $k = \nu / (1 - \nu)$
- ν = Poisson ratio.

Pengukuran tegangan horisontal di lingkungan sipil dan pertambangan di seluruh dunia menunjukkan bahwa rasio k cenderung tinggi pada kedalaman dangkal dan menurun pada kedalaman (Brown dan Hoek, 1978, Herget, 1988).

Tegangan Induksi

Sebelum penggalian dilakukan, massa batuan berada dalam kondisi setimbang. Dan setelah penggalian dilakukan, kesetimbangan tersebut menjadi terganggu dan dapat mengubah distribusi tegangan awal. Akibat adanya penggalian, maka tegangan dari massa yang digali akan dialihkan/ditransfer ke sisi terowongan. Akibat transfer tegangan ini, terjadi akumulasi tegangan di permukaan galian terowongan. Untuk mengetahui distribusi tegangan di sekitar terowongan dapat digunakan persamaan Kirsch (1898). Ilustrasi

tegangan terinduksi akibat penggalian terowongan dapat dilihat pada Gambar 2.



Gambar 2. (a) Kondisi tegangan pada kondisi awal (b) Kondisi setelah penggalian terowongan (Szechy, 1973)

Kirsch (1898) menurunkan rumus tegangan radial (σ_r), tegangan tangensial (σ_θ) dan tegangan geser ($\tau_{r\theta}$) disekitar terowongan dalam persamaan berikut ini.

$$\sigma_r = \left[\left(\frac{\sigma_v + \sigma_H}{2} \right) \left(1 - \frac{R^2}{r^2} \right) + \left(\frac{\sigma_v - \sigma_H}{2} \right) \left[1 - \frac{4R^2}{r^2} + \frac{3R^4}{r^4} \right] \cos 2\theta \right]$$

$$\sigma_\theta = \left[\left(\frac{\sigma_v + \sigma_H}{2} \right) \left(1 + \frac{R^2}{r^2} \right) + \left(\frac{\sigma_v - \sigma_H}{2} \right) \left[1 + \frac{3R^4}{r^4} \right] \cos 2\theta \right]$$

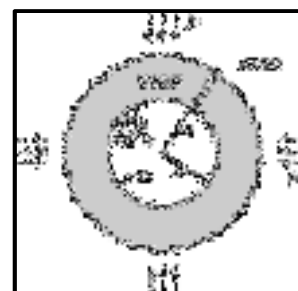
$$\tau_{r\theta} = \left[- \left(\frac{\sigma_v - \sigma_H}{2} \right) \left(1 + \frac{2R^2}{r^2} - \frac{3R^4}{r^4} \right) \sin 2\theta \right]$$

keterangan :

- R = Jari-jari terowongan
- θ = Sudut yang dibentuk ke titik pengamatan searah putaran jarum jam.

Deformasi Terowongan

Menurut Bray (1967), penggalian yang menghasilkan tegangan besar (tegangan tangensial lebih besar dari setengah *unconfined compressive strength*), akan menyebabkan perlemahan hingga lokasi tertentu. Perlemahan tersebut merupakan area plastis (*plastic zone*). Diasumsikan bahwa terowongan melingkar dengan jari-jari r_0 yang dikenai tekanan hidrostatis p_0 dan tekanan internal penyangga p_i seperti yang diilustrasikan pada Gambar 3.



Gambar 3. Area plastis dan elastik menurut Bray (Goodman, 1989)

Keruntuhan massa batuan disekitar terowongan terjadi ketika tegangan internal yang disediakan oleh

penyangga kurang dari tegangan penyangga kritis p_{cr} , yang didefinisikan oleh:

$$p_{cr} = \frac{2p_o - \sigma_{cm}}{1 + k}$$

Jika tegangan penyangga internal p_i lebih besar dari tegangan penyangga kritis p_{cr} , maka tidak terjadi keruntuhan, perilaku massa batuan disekitar terowongan adalah elastis dan perpindahan elastis radial kedalam dari dinding terowongan yang ditunjukkan oleh persamaan:

$$u_{ie} = \frac{r_o(1 + \nu)}{E_m}(p_o - p_i)$$

keterangan:

E_m = modulus young atau modulus deformasi
 ν = poisson ratio

saat tekanan penyangga internal p_i kurang dari tekanan penyangga kritis p_{cr} , keruntuhan terjadi dan jari-jari zona plastis r_p disekitar terowongan adalah

$$r_p = r_o \left[\frac{2(p_o(k - 1) + \sigma_{cm})}{(1 + k)((k - 1)p_i + \sigma_{cm})} \right]^{\frac{1}{(k-1)}}$$

untuk kegagalan plastis, total perpindahan radial kearah dalam dari dinding terowongan adalah

$$u_{ip} = \frac{r_o(1 + \nu)}{E} \left[2(1 - \nu)(p_o - p_{cr}) \left(\frac{r_p}{r_o} \right)^2 - (1 - 2\nu)(p_o - p_i) \right]$$

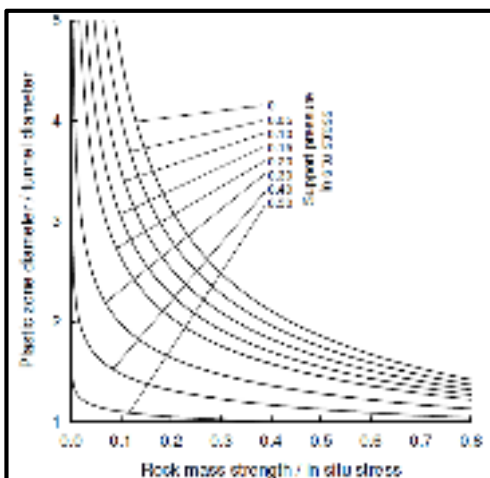
Kurva yang digambarkan pada Gambar 5 dan Gambar 6 didefinisikan pada persamaan sebagai berikut:

$$\frac{d_p}{d_o} = \left(1,25 - 0,625 \frac{p_i}{p_o} \right) \frac{\sigma_{cm}}{p_o} \left(\frac{p_i}{p_o} \right)^{-0,57}$$

$$\frac{\delta_i}{d_o} = \left(0,002 - 0,0025 \frac{p_i}{p_o} \right) \frac{\sigma_{cm}}{p_o} \left(\frac{p_i}{p_o} \right)^{-2}$$

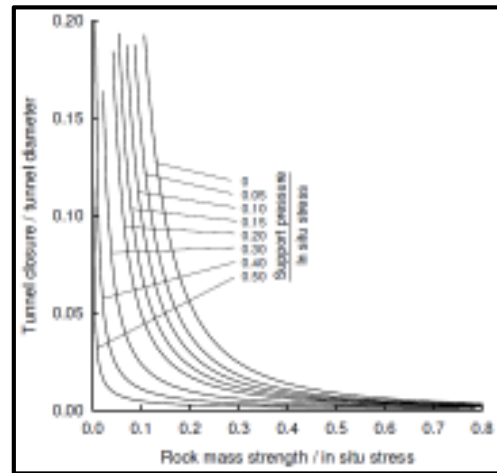
Keterangan:

- d_p = jari-jari zona plastis
- δ_i = deformasi dinding terowongan
- d_o = jari-jari terowongan (m)
- σ_{cm} = kekuatan massa batuan
 $= 2c \cos \phi / (1 - \sin \phi)$



Gambar 5

Ukuran zona plastis dibandingkan dengan tekanan penyangga (E. Hoek, dkk., 1993)



Gambar 6

Deformasi terowongan dibandingkan dengan tekanan penyangga (E. Hoek, dkk., 1993)

Kriteria Keruntuhan Mohr-Coulomb

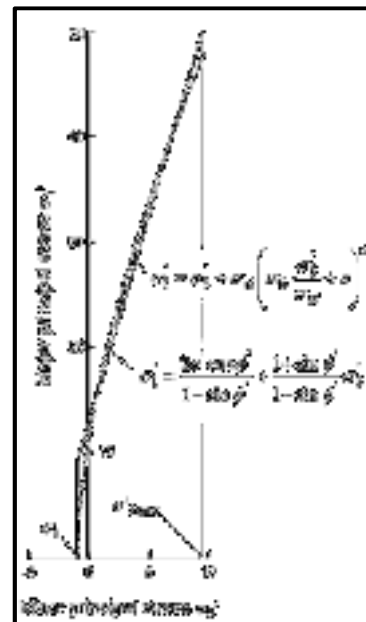
Kriteria keruntuhan Mohr-Coulomb, diperlukan penentuan sudut gesek dalam ϕ dan kohesi c untuk setiap massa batuan dan rentang tegangan. Berikut persamaan untuk sudut gesek dalam ϕ dan kekuatan kohesi c :

$$\phi = \sin^{-1} \left[\frac{6am_b(s + m_b\sigma_{3n})^{a-1}}{2(1+a)(2+a) + 6am_b(s + m_b\sigma_{3n})^{a-1}} \right]$$

$$c = \frac{\sigma_{ci}[(1+2a)s + (1-a)m_b\sigma_{3n}](s + m_b\sigma_{3n})^{a-1}}{(1+a)(2+a)\sqrt{1 + (6am_b(s + m_b\sigma_{3n})^{a-1})/((1+a)(2+a))}}$$

keterangan:

$$\sigma_{3n} = \sigma_{3max} / \sigma_{ci}$$



Gambar 7

Kriteria keruntuhan Mohr-Coulomb

Perhatikan bahwa nilai σ_{3max} , batas atas dari tegangan batas dimana hubungan antara kriteria Hoek-Brown dan Mohr-Coulomb dipertimbangkan, harus ditentukan untuk setiap kasus individual. Kekuatan geser Mohr-Coulomb τ , untuk tegangan

normal yang diberikan σ , ditemukan dengan substitusi dari nilai-nilai c dan ϕ ke persamaan:

$$\tau = c + \sigma \tan \phi$$

plot yang setara, dalam hal tegangan mayor dan minor, didefinisikan oleh:

$$\sigma_1 = \sigma_{cm} + k\sigma_3 = \frac{2c \cos \phi}{1 - \sin \phi} + \frac{1 + \sin \phi}{1 - \sin \phi} \sigma_3$$

IV. Hasil Penelitian
Klasifikasi Tanah

Berdasarkan hasil klasifikasi tanah menggunakan USCS (*Unified Soil Classification System*) dari pengujian laboratorium didapatkan hasil bahwa peralipisan tanah hasil pemboran didominasi oleh tanah dengan klasifikasi (MH – OH) dengan tipe material lanau organik kompresibilitas tinggi dan lempung organik. Berdasarkan hasil diskripsi visual terhadap hasil boring didapatkan hasil bahwa peralipisan tanah didominasi oleh jenis tanah *Sandy Clayey Silt* dan *Clay Sandy Silt* seperti yang tercantum pada Tabel 1.

Tabel 1. Data Klasifikasi Tanah

No. Boring	Sifat Fisik Tanah				Sifat Mekanik Tanah				Klasifikasi Tanah
	Wet Density (g/cm ³)	Dry Density (g/cm ³)	Moisture Content (%)	Shrinkage (%)	W _L (%)	W _p (%)	U _c (%)	U _s (%)	
UDS 1	1,92	1,45	24,5	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
UDS 2	1,95	1,48	24,1	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
UDS 3	1,98	1,51	23,7	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
UDS 4	2,01	1,54	23,4	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
UDS 5	2,04	1,57	23,1	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
DS 1	2,07	1,60	22,7	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
DS 2	2,10	1,63	22,4	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
DS 3	2,13	1,66	22,1	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
DS 4	2,16	1,69	21,8	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
DS 5	2,19	1,72	21,5	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
DS 6	2,22	1,75	21,2	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH
DS 7	2,25	1,78	20,9	10,5	25,5	15,0	10,0	15,0	OH

Sifat Fisik dan Sifat Mekanik Tanah

Pengujian sifat fisik batuan ini merupakan pengujian yang tidak merusak contoh batuan tersebut (*undistructive test*). Pengujian ini memperoleh paramater sifat fisik tanah diantaranya nilai dari kadar air, berat isi asli, berat isi kering, berat jenis, kejenuhan, angka pori, dan porositas. Berikut adalah hasil uji sifat fisik terhadap contoh batuan hasil pemboran pada lokasi penelitian.

Tabel 2. Data Sifat Fisik Material Tanah

No. Contoh	Kedalaman (m)	Kadar air (%)	Bebas air (g/cm ³)	Berkasat lempur (g/cm ³)	Berat jenis	Densitas Kejuturan (%)	Angka Pori	Porositas (%)
UDS 1	5,50	24,5	1,45	1,00	2,65	88,11	1,48	59,74
UDS 2	10,00	24,1	1,48	1,00	2,67	92,86	1,81	61,62
UDS 3	15,50	23,7	1,51	0,96	2,68	96,34	1,78	64,01
UDS 4	20,00	23,4	1,54	0,96	2,65	96,34	1,75	63,84
UDS 5	25,50	23,1	1,57	0,96	2,65	97,15	1,68	62,78
DS 1	30,00	22,7	1,60	0,99	2,67	100,65	1,71	63,16
DS 2	35,50	22,4	1,63	0,99	2,68	95,80	1,69	62,81
DS 3	40,00	22,1	1,66	0,99	2,67	90,60	1,82	64,53
DS 4	45,50	21,8	1,69	1,02	2,68	98,30	1,81	61,73
DS 5	50,00	21,5	1,72	1,00	2,67	101,48	1,67	62,82
DS 6	55,50	21,2	1,75	0,98	2,68	92,28	2,16	68,39
DS 7	60,00	20,9	1,78	1,17	2,67	78,84	1,28	56,10

Dari hasil pengujian laboratorium pada conto hasil pemboran dengan total kedalaman 60 m didapatkan nilai kohesi terbesar yaitu 1,179 kg/cm² pada kedalaman 5 m – 5,5 m dengan nomor sampel UDS 1 diperoleh melalui *Triaxial Unconsolidated*

Undrained Test, kohesi terkecil yaitu 0,02 kg/cm² pada kedalaman 29,5 m - 30 m dengan nomor sampel DS 1 diperoleh melalui *Direct Shear Test*, nilai sudut gesek dalam terbesar yaitu 36,52^o pada kedalaman 49,5 m – 50 m dengan nomor sampel DS 5 diperoleh melalui *Direct Shear Test*, dan nilai sudut gesek dalam terkecil yaitu 3,731^o pada kedalaman 5 m – 5,5 m dengan nomor sampel UDS 1 diperoleh melalui *Triaxial Unconsolidated Undrained Test* selengkapnya dapat dilihat pada Tabel 3.

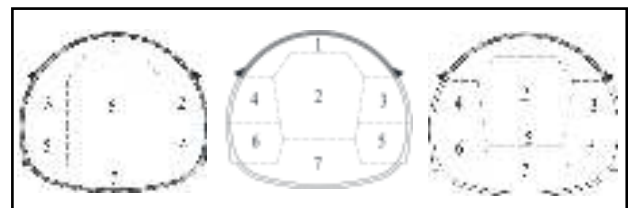
Tabel 3. Data Sifat Mekanik Material Tanah

No.	Tanda UDS				Tanda DS				Tanda SUD				Tanda V			
	U	D	S	V	U	D	S	V	U	D	S	V	U	D	S	V
UDS 1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
UDS 2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
UDS 3	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
UDS 4	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
UDS 5	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DS 1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DS 2	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DS 3	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DS 4	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DS 5	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DS 6	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DS 7	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1

Penggalian Terowongan

Metode NATM

Metode Penggalian terowongan Cismudawu menggunakan *New Austrian Tunneling Method* dan digunakan sistem penyanggaan guna menahan beban dan memperkuat batuan agar tidak terjadi keruntuhan. Terowongan Cismudawu digali pada tanah lunak, sehingga diperlukan metode penggalian yang tepat agar tidak terjadi keruntuhan saat proses penggalian berlangsung. Pada penggalian terowongan Cismudawu digunakan metode *New Austrian Tunneling Method* dengan sistem penggalian 3 bench and 7 steps. Skema pola penggalian yang dapat diterapkan pada penggalian terowongan Cismudawu dapat dilihat pada gambar di bawah ini.



Gambar 8

Pola Tahapan Penggalian Terowongan I); II); III)

Sistem Penyangga

Sistem penyangga sementara yang digunakan pada konstruksi terowongan Cismudawu terdiri dari beberapa penyangga, diantaranya adalah *Wire Mesh*, *Steel Fibre Reinforcement Shortcrete*, dan *Steel Rib*. Berikut adalah sifat mekanik dari masing-masing penyangga yang digunakan pada terowongan Cismudawu.

a) *Wire Mesh*

Tabel 4
Data Hasil Uji Sifat Mekanik *Wire Mesh*

No. Ujian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian
1
2
3

b) *Steel Fibre Reinforcement Shortcrete*

Tabel 5
Data Hasil Uji Sifat Mekanik *SFRS*

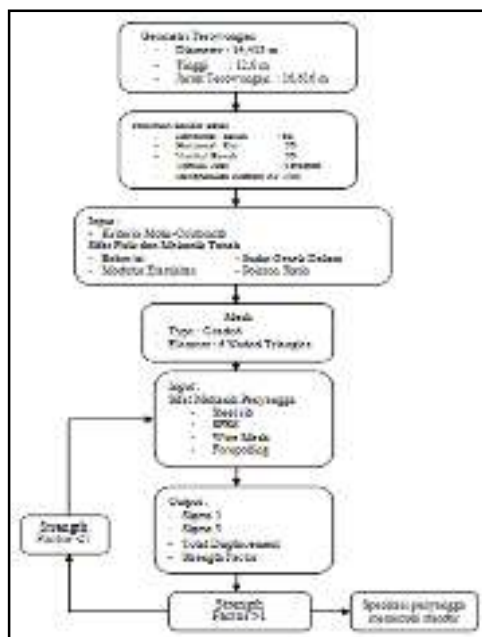
No	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian
1
2
3

c) *Steel Rib*

Tabel 5
Data Hasil Uji Sifat Mekanik *Steel Rib*

No. Ujian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian	Uraian
1
2
3

Pemodelan



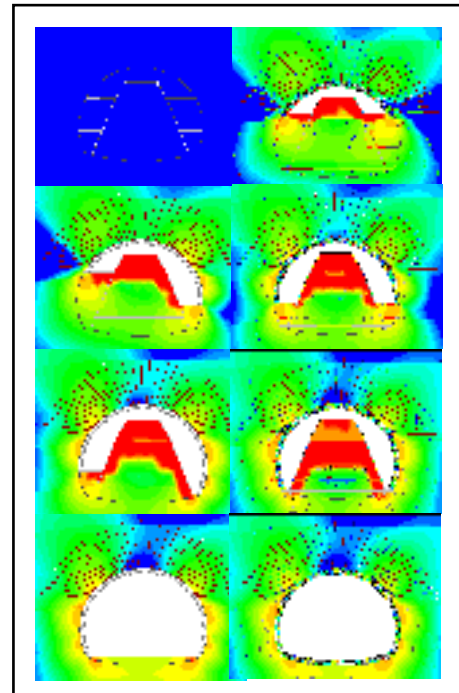
Gambar 9
Tahapan Permodelan Phase2

V. Pembahasan

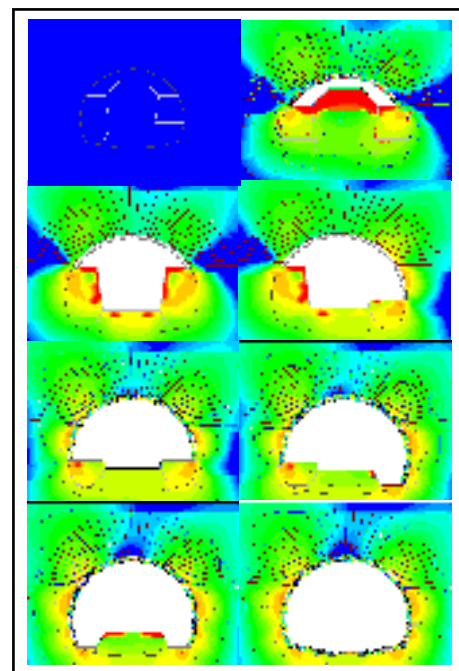
Untuk mendapatkan model 2 dimensi, dilakukan sayatan melintang tegak lurus terhadap arah kemajuan terowongan sesuai dengan lokasi yang diteliti. Data sifat fisik dan sifat mekanik batuan, data perlapisan batuan dan data penyangga yang digunakan tertera pada tabel di bab sebelumnya (Bab IV Hasil Penelitian). Beberapa parameter yang didapatkan pada analisis numerik antara lain sigma 1, Sigma 3, *total Displacement*, dan *strength factor*.

Hubungan Stabilitas Terowongan terhadap Tahapan Penggalian

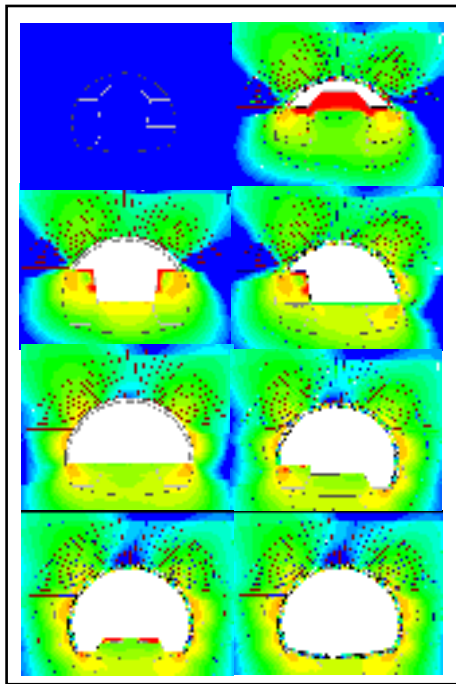
Pada analisis ini akan dibahas mengenai pengaruh pola penggalian terowongan pada tanah lunak menggunakan *New Austrian Tunneling Method* dengan tiga pola penggalian yang berbeda terhadap nilai *strength factor* pada setiap tahapan penggalian tersebut. Tiga pola penggalian tersebut diterapkan pada material yang sama yaitu material yang berada pada lokasi terowongan Cisumdawu.



Gambar 10
Pola Penggalian I



Gambar 11
Pola Penggalian II



Gambar 12
Pola Penggalan III

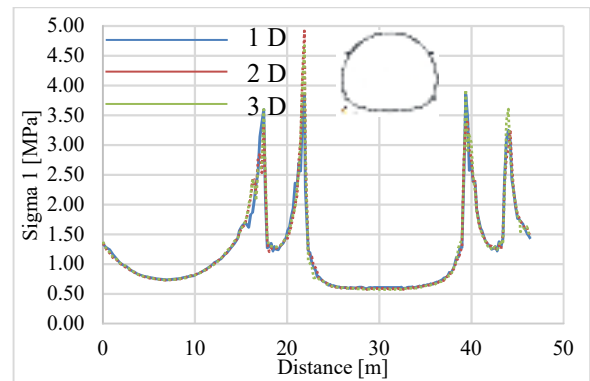
Berdasarkan hasil perhitungan nilai *strength factor* pada masing-masing pola penggalan, dapat kita lihat bahwa dengan pola penggalan tersebut menunjukkan nilai *strength factor* dengan kondisi beragam. Pola penggalan III, menunjukkan kondisi yang lebih aman daripada pola penggalan I dan II, karena kondisi rawan yang timbul lebih sedikit daripada kondisi rawan yang timbul pada pola penggalan I dan II.

Perbandingan Stabilitas Terowongan Berdasarkan Variasi Jarak Antar Terowongan

Pada pembahasan dibawah ini akan dibahas mengenai perbedaan nilai pada masing-masing parameter tegangan mayor (σ_1), tegangan minor (σ_3), total perpindahan, dan *strength factor* terhadap variasi jarak spasi antar terowongan 1D, 2D dan 3D.

a) Analisis tegangan mayor (σ_1)

Nilai tegangan mayor (σ_1) pada terowongan kiri, tidak terdapat perbedaan nilai yang signifikan dengan masing-masing kondisi spasi jarak antar terowongan tersebut. Hal tersebut menunjukkan bahwa masing-masing titik di sekitar terowongan menerima tegangan mayor (σ_1) yang relatif sama walaupun memiliki perbedaan variasi jarak antar terowongan tersebut. Pada Gambar 13 dapat dilihat bahwa terdapat 4 titik lonjakan tegangan mayor (σ_1) pada semua kondisi. Titik-titik tersebut merupakan titik sambung penyangga antara *upper-middle*, dan *middle-lower*. Hal tersebut menunjukkan bahwa pada titik sambung penyangga menerima tegangan mayor (σ_1) yang lebih besar daripada titik lainnya.

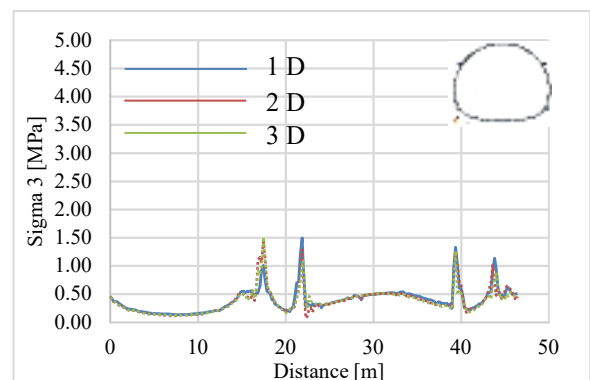


Gambar 13

Perbandingan Tegangan Mayor (σ_1) pada Terowongan Kiri Cisumdawu dengan Variasi Jarak Antar Terowongan

b) Analisis tegangan mayor (σ_3)

Nilai tegangan minor (σ_3) pada terowongan kiri, tidak terdapat perbedaan yang signifikan dengan masing-masing kondisi spasi jarak antar terowongan tersebut. Hal tersebut menunjukkan bahwa masing-masing titik di sekitar terowongan menerima tegangan minor (σ_3) yang relatif sama walaupun memiliki perbedaan variasi jarak antar terowongan tersebut. Pada Gambar 5.14 merupakan grafik yang menunjukkan perbandingan tegangan minor (σ_3) pada terowongan kiri Cisumdawu dengan variasi jarak antar terowongan.



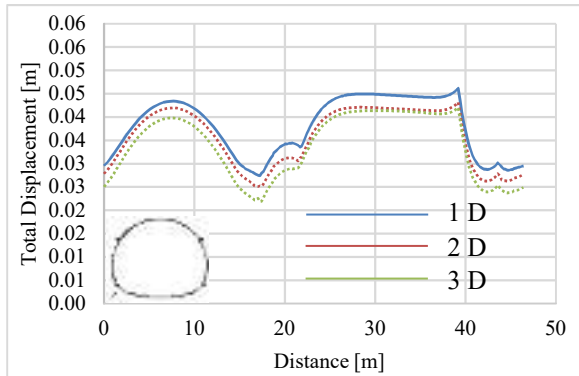
Gambar 14

Perbandingan Tegangan Minor (σ_3) pada Terowongan Kiri Cisumdawu dengan Variasi Jarak Antar Terowongan

c) Analisis total perpindahan

Parameter total perpindahan menunjukkan perbedaan yang mencolok pengaruh jarak penggalan antar terowongan terhadap nilai total perpindahan yang terjadi. Pada parameter ini nilai total perpindahan terkecil terjadi pada kondisi jarak antar terowongan yang terpanjang yaitu 3 D. Begitu juga sebaliknya, pada jarak penggalan antar terowongan 1 D memiliki nilai total perpindahan yang terbesar. Hal tersebut dapat disimpulkan bahwa semakin dekat jarak penggalan antar terowongan, semakin mempengaruhi stabilitas dari terowongan tersebut. Pernyataan tersebut terjadi pada analisis terowongan kiri maupun terowongan kanan. Walaupun memiliki

nilai total perpindahan yang lebih besar pada jarak 1 D, namun perbedaan tersebut tidak signifikan dan bukan merupakan parameter tunggal untuk menentukan spasi jarak antar terowongan tersebut.

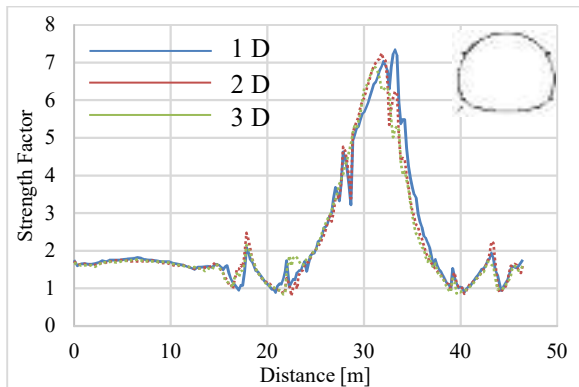


Gambar 15

Perbandingan Total Perpindahan pada Terowongan Kiri Cisumdawu dengan Variasi Jarak Antar Terowongan

d) Analisis *strength factor*

Pada parameter *strength factor* tidak menunjukkan perbedaan yang mencolok pada pengaruh jarak penggalian antar terowongan terhadap nilai *strength factor* tersebut. Nilai *strength factor* berada diatas titik batas keamanan yaitu 1,1. Walaupun terdapat beberapa titik dalam jumlah kecil yang menunjukkan nilai dibawah nilai batas tersebut, namun jumlah titik tersebut hanyalah sedikit yang kemudian disekitarnya memiliki nilai *strength factor* yang lebih besar dari nilai batas aman tersebut. Titik yang memiliki nilai kurang dari 1,1 adalah titik yang memiliki nilai anomali tegangan mayor yaitu pada titik sambung penyangga. Namun masalah tersebut dapat diatasi oleh titik sekitar yang memiliki nilai *strength factor* lebih besar dari 1,1. Berdasarkan hasil tersebut dapat disimpulkan bahwa pengaruh jarak spasi antar terowongan terhadap nilai *strength factor* tidak terjadi perbedaan yang signifikan yaitu tetap memiliki nilai diatas batas aman, walaupun pada jarak 1 D memiliki nilai *strength factor* yang terendah daripada jarak lainnya.

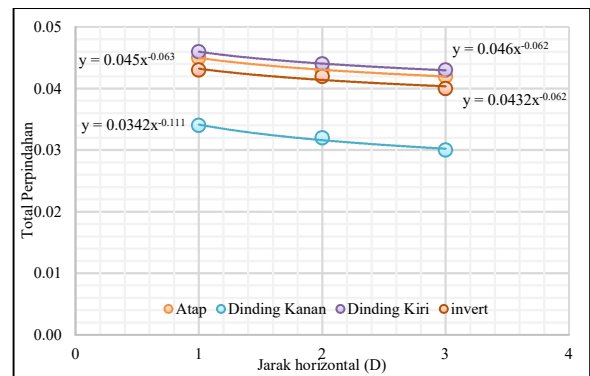


Gambar 16

Perbandingan *Strength Factor* pada Terowongan Kiri Cisumdawu dengan Variasi Jarak Antar Terowongan

Hubungan Jarak Horizontal Terowongan terhadap Nilai Total Perpindahan

Berdasarkan analisis stabilitas terowongan terhadap variasi jarak antar terowongan yang telah dilakukan pada pembahasan sebelumnya, dapat diketahui bahwa variasi jarak horizontal sangat berpengaruh terhadap nilai total perpindahan yang terjadi. Penggalian pertama dilakukan pada terowongan L, dan dilanjutkan penggalian terowongan R. Terowongan yang diamati pada pembahasan ini adalah terowongan kiri. Pembahasan ini akan menganalisis pengaruh penggalian terowongan R terhadap terowongan L yang telah terkonstruksi dengan variasi jarak horizontal. Pada kasus ini akan dibahas mengenai hubungan jarak horizontal terowongan terhadap nilai total perpindahan yang terjadi pada terowongan. Jarak horizontal yang diterapkan adalah 1 D, 2 D, dan 3 D (D = diameter terowongan). Titik pengamatan total perpindahan dilakukan pada 4 titik yaitu pada atap, dinding kanan, dinding kiri, dan *invert* terowongan. Sehingga didapatkan hubungan yang dapat dilihat pada Gambar 17 di bawah ini.



Gambar 17

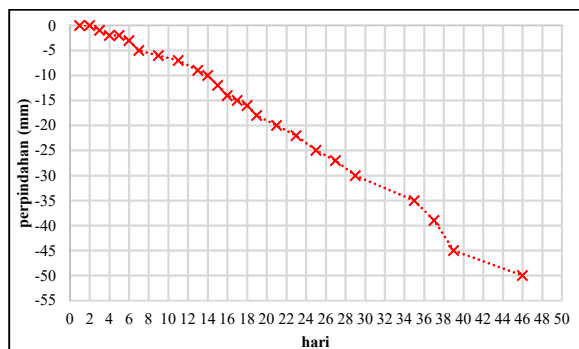
Hubungan jarak horizontal terowongan terhadap nilai total perpindahan

Pada masing-masing titik pengamatan didapatkan nilai total perpindahan yang semakin menurun apabila jarak horizontal semakin jauh. Dengan besar perpindahan 1-3 mm / jarak horizontal D. Berdasarkan hubungan yang didapatkan pada Gambar 5.23 terdapat beberapa hubungan yang terjadi di 4 titik pengamatan. Hubungan yang terjadi pada total perpindahan atap terowongan terhadap jarak horizontal terowongan adalah $y = 0,045x^{-0,063}$. Hubungan yang terjadi pada total perpindahan dinding kanan terowongan terhadap jarak horizontal terowongan adalah $y = 0,0342x^{-0,111}$. Hubungan yang terjadi pada total perpindahan dinding kiri terowongan terhadap jarak horizontal terowongan adalah $y = 0,046x^{-0,062}$. Hubungan yang terjadi pada total perpindahan invert terowongan terhadap jarak horizontal terowongan adalah $y = 0,0432x^{-0,062}$.

Pemantauan

Sistem pemantauan terowongan dilakukan secara berkala. Pemantauan secara berkala mencakup pemantauan keadaan luar dan dalam terowongan

yaitu pemantauan penurunan permukaan tanah dan perpindahan di sekitar dinding terowongan. Keberhasilan pemantauan mencakup pada ketepatan peralatan yang digunakan, spesifikasi peralatan, dan metode analisis. Pemantauan dilakukan pada atap terowongan, dinding kiri, dan dinding kanan yang dilakukan secara berkala. Berdasarkan hasil pemantauan selama 46 hari didapatkan nilai total perpindahan pada atap terowongan sebesar 0,050 m. Sedangkan total perpindahan berdasarkan hasil perhitungan numerik pada atap terowongan didapatkan nilai total perpindahan sebesar 0,051 m yang dihitung pada tahapan penggalian dan pemasangan penyangga terakhir. Adanya perbedaan nilai disebabkan karena pada perhitungan numerik digunakan asumsi karakteristik massa batuan yang homogen, isotrop, dan diskontinu. Sedangkan pada hasil pemantauan karakteristik massa batuan melihat pada keadaan sebenarnya yaitu heterogen, anisotrop, dan diskontinu. Dari semua hasil perhitungan perpindahan, hasil pemantauan digunakan sebagai rujukan atau acuan dalam proses konstruksi terowongan karena proses pemantauan memperhitungkan kondisi massa batuan pada kondisi sebenarnya. Hasil pemantauan nilai total perpindahan pada atap terowongan dapat dilihat pada Gambar 18 di bawah ini.



Gambar 5.24
Hasil pemantauan atap terowongan

VI. KESIMPULAN DAN SARAN

Kesimpulan

Berdasarkan uraian yang telah dibahas sebelumnya dapat disimpulkan:

1. Karakteristik massa tanah pada terowongan Cisumdawu merupakan tanah lunak yang memiliki daya dukung tanah yang rendah. Sehingga diharuskan menggunakan penyangga untuk memperkuat terowongan dan mencegah terjadinya keruntuhan terowongan. Sistem penyangga yang digunakan terdiri dari *steel rib*, *wire mesh*, *steel fibre reinforced shotcrete*, dan *forepoling* sebagai sistem penyangga sementara.
2. Hasil perhitungan numerik menunjukkan adanya penurunan nilai *strength factor* pada titik sambung penyangga *steel rib* yang menyebabkan nilai *strength factor* pada titik

sambung tersebut berada dibawah batas aman 1,1.

3. Berdasarkan analisis hasil *strength factor* terhadap pola tahapan penggalian yang diterapkan. Pola penggalian yang menunjukkan kondisi paling aman adalah pola penggalian III.
4. Penerapan jarak horizontal antar terowongan berpengaruh terhadap nilai perpindahan yang terjadi yang mempengaruhi stabilitas terowongan. Nilai perpindahan semakin menurun apabila jarak horizontal yang diterapkan semakin jauh dengan perbedaan nilai perpindahan 1-3 mm / jarak horizontal D.

Saran

1. Pada penggalian terowongan ganda di tanah lunak diperlukan penentuan jarak horizontal antar terowongan yang tepat dengan minimal jarak horizontal adalah 1 D dan pemilihan pola penggalian yang aman untuk diterapkan pada *New Austrian Tunnelling Method*.
2. Diperlukan perhatian lebih pada titik sambung penyangga *steel rib* agar didapatkan nilai *strength factor* yang lebih besar dari nilai batas aman.
3. Diperlukan proses validasi untuk memastikan hasil empirik dari hasil penelitian ini ke salah satu penggalian terowongan di lain tempat dengan material yang hampir sama dengan material di terowongan Cisumdawu dimana sistem pemantauan sebagai dasar pengukurannya.

VII. DAFTAR PUSTAKA

- Abramson, L.W., Lee, T.S., Sharma, S., and Boyce, G.M., 2002. *Slope Stability and Stabilization Methods*. John Wiley & Sons Inc. pp.712.
- Arif, Irwandy, 2016, *Geoteknik Tambang*, Gramedia Pustaka Utama, Jakarta. hal 67-92, 118-120, 154-156, 267-298.
- Bieniawski Z. T., 1989, *Engineering Rock Mass Clasifications*, Jhon Whiley & Sons, Inc., Canada. pp. 3, 9, 52-55
- Bowles, J. E, 2000, *Sifat-Sifat Fisik dan Geoteknis Tanah Longsor, Edisi Kedua*, Erlangga, Jakarta.
- Budhu, M., *Soil Mechanics and Foundations*, 2nd Edition. John Wiley & Sons., 2007.
- Das, Braja M., dkk., 1995., *Mekanika Tanah Jilid 1*, Penerbit Erlangga, Jakarta.
- Das, Braja M., dkk., 1995., *Mekanika Tanah Jilid 2*, Penerbit Erlangga, Jakarta.
- Hoek, E., dkk.,1998, *Support of Underground Excavation in Hard Rock*, A.A. Balkema Publishers, Rotterdam.
- Hoek, E., *Practical Rock Engineering*, Electronic Book, Capilano Crescent, Canada, 2000, 341 pp.
- Hoek, E., Carter, T.G., Diederichs, M.S., *Quantification of the Geological Strength Index Chart*, 47th US Rock Mechanics/ Geomechanics Symposium –San Francisco, USA. pp. 1-2
- Kolybas, Dimitrios., 2008, *Tunnelling and Tunnel Mechanics*, Springer, Berlin.

- Rai, M.A., Kramadibrata, S., Wattimena, R.K., 2013, *Mekanika Batuan*. Penerbit ITB, Bandung. hal 6-8, 14-16, 68-148, 298-301, 441-442.
- Saptono, S., 2012, *Pengembangan Metode Analisis Stabilitas Lereng Berdasarkan Karakterisasi Batuan di Tambang Terbuka Batubara*, Disertasi, Program Studi Rekayasa Pertambangan, Institut Teknologi Bandung, Bandung. hal 19-24, 57-59.
- Saptono, S., dkk., 2009, *Pengaruh Ukuran Contoh Terhadap Kekuatan Batuan*, Jurnal Teknologi Mineral Vol. XVI No. 1/2009, ITB. hal 1.
- Singh, B., and Goel, R.K., 1999, *Rock Mass Classification*, Elsevier Science Ltd, Oxford, UK.
- Singh, B., and Goel, R.K., 2006, *Tunnelling in Weak Rock*, Elsevier Science Ltd, Oxford, UK.
- Smith, M.J., 1984, *Mekanika Tanah*, Edisi Keempat, Diterjemahkan oleh : Elly Madyayanti, Erlangga, Jakarta. hal 1, 89-92.
- Soedarmo, G.D., dan Purnomo, S.J.E, 1993, *Mekanika Tanah 1*, Penerbit Kanisius, Malang. hal 15-19.
- Taki, O and Yang, D.S., *Excavation Support and Groundwater Control Using Soil-Cement Mixing Wall for Subway Projects*, Proceedings, Rapid Excavation and Tunneling Conference, Los Angeles, 1989, pp. 156 – 175.
- Terzaghi, K., dan Peck, R.B., 1987, *Mekanika Tanah dalam Praktek Rekayasa*, Edisi Kedua, Diterjemahkan oleh : Bagus Witjaksono dan Benny Krisna R., Erlangga, Jakarta. hal 4.
- Terzaghi, K. and Peck, R. B. 1967. *Soil Mechanics in Engineering Practice*, 3rd edition, Wiley, New York, NY, USA.
- Turner, A.K, and Schuster, R.L., *Landslides Investigation and mitigation: National Research Council*, Transportation Research Board Special Report 247, National Academy Press, Washington, D.C., 1996, 673 p.
- Verrujit, A., *Soil Mechanics*, Electronic Book, <http://geo.citg.tudelf.nl/> 336.
- Wyllie, D. C. and Mah, C.W., 2004, *Rock Slope Engineering Civil and Mining 4th Edition*, Spon Press, 270 Madison Avenue, New York, USA. pp. 94-95, 98, 100, 130-131, 155-156, 178, 205-206.

Analisis Kelayakan dan Kepekaan Ekonomi pada Penambangan Bijih Nikel di Tambang Pomalaa PT Antam Tbk. UBPN SULTRA, Kabupaten Kolaka, Provinsi Sulawesi Tenggara

Wawong D.R., Peter E.R., Cahyo T.L.

UPN “Veteran” Yogyakarta

Afiliasi/Institusi Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. SWK 104 (Lingkar Utara), Yogyakarta 55283 Indonesia
e-mail : cahyotrilaksono21@gmail.com

ABSTRACT

PT. ANTAM Tbk UBPN SULTRA is nickel mining company with open-pit mining system, with an open pit and open cast method. The products produced by the company are, LGSO (Low Grade Saprolite Ore) with 1.6% - 1.7% Ni content, which is obtained from the mining process, and other products are ferronickel with > 18% Ni content obtained from the processing. The purpose of this study are : analyze the economic feasibility of mining by calculating the cost of expenditure, the amount of income in a cash flow, and calculate the sensitivity analysis, to see the effect of the parameters of changes in selling prices, and the level of mining production. The capital structure used to analyze feasibility and sensitivity analysis in this study is 100% own capital, 65% own capital 35% loan capital, and 35% own capital 65% loan capital. The results of the feasibility analysis of the three capital structures used based on the Net Present Value (NPV) method, Discounted Cash Flow Rate of Return (DCFROR) and Payback Period (PBP), show that the three capital structures are feasible, but which provide optimum benefits for the company is the capital structure of 35% of its own capital of 65% loan capital. The NPV value of Rp. 792,517,189,000.00, DCFROR of 106.08%, and the payback period of capital / PBP is 0.9 Months. The results of the sensitivity analysis on changes in the selling price parameters show that, on the 100% capital structure the capital has the greatest change value of the other three capital structures with the percentage change in the NPV, at -46.56% when a 10% price decrease and 49.72% when there is a 10% price increase. Sensitivity analysis results on changes in production level parameters show that, on the 100% capital structure own capital has the greatest value of change from the other three capital structures with the percentage change in the NPV, amounting to -27.49% when the production rate decreases 20 %, and 30.65% when there is an increase in the production rate of 20%. The results of the sensitivity analysis between 2 parameters, namely, changes in selling prices and production levels show that the most sensitive parameters are parameters of changes in selling prices.

Keywords: Feasibility and Sensitivity.

ABSTRAK

PT. ANTAM Tbk UBPN SULTRA merupakan perusahaan pertambangan bijih nikel yang menggunakan sistem tambang terbuka, dengan metode open pit dan open cast. Produk yang dihasilkan oleh perusahaan yaitu, LGSO (Low Grade Saprolite Ore) dengan kandungan Ni 1,6%-1,7%, yang didapatkan dari proses penambangan, dan produk lainnya adalah ferronikel dengan kandungan Ni > 18% yang di dapatkan dari proses pengolahan. Tujuan dari penelitian ini adalah menganalisis kelayakan ekonomi penambangan dengan menghitung besar biaya pengeluaran, besar pendapatan dalam sebuah aliran kas (cash flow), dan menghitung analisis kepekaan (sensitivity analysis), untuk melihat pengaruh dari parameter perubahan harga jual, dan tingkat produksi penambangan. Struktur permodalan yang digunakan untuk menganalisis kelayakan dan analisis kepekaan pada penelitian ini adalah 100% modal sendiri, 65% modal sendiri 35% modal pinjaman, dan 35% modal sendiri 65% modal pinjaman. Hasil analisis kelayakan dari ketiga struktur permodalan yang digunakan berdasarkan metode Net Present Value (NPV), Discounted Cash Flow Rate of Return (DCFROR) dan Payback Period (PBP), menunjukkan bahwa ketiga struktur modal layak untuk dilaksanakan, tetapi yang memberi keuntungan optimum bagi perusahaan adalah struktur permodalan 35% modal sendiri 65% modal pinjaman. Dengan nilai NPV sebesar Rp. 792.517.189.000,00, DCFROR sebesar 106,08%, dan waktu pengembalian modal/PBP sebesar 0,9 Bulan. Hasil analisis kepekaan pada perubahan parameter harga jual menunjukkan bahwa, pada struktur modal 100% modal sendiri memiliki nilai perubahan yang paling besar dari ketiga struktur modal lainnya dengan nilai persentase perubahan pada NPV adalah, sebesar -46,56% pada saat terjadi penurunan harga 10%, dan 49,72% pada saat terjadi kenaikan harga 10%. Hasil analisis kepekaan pada perubahan parameter tingkat produksi menunjukkan bahwa, pada struktur modal 100% modal sendiri memiliki nilai perubahan yang paling besar dari ketiga struktur modal lainnya dengan nilai persentase perubahan pada NPV adalah, sebesar -27,49% pada saat

terjadi penurunan tingkat produksi 20%, dan 30,65% pada saat terjadi kenaikan tingkat produksi 20%. Hasil analisis kepekaan diantara 2 parameter yaitu, perubahan harga jual dan tingkat produksi menunjukkan bahwa parameter yang paling peka adalah parameter perubahan harga jual.

Kata kunci: Kelayakan dan Kepekaan.

I. PENDAHULUAN

PT ANTAM Tbk, Unit Bisnis Pertambangan Nikel (UBPN) Sulawesi Tenggara adalah, sebuah perusahaan pertambangan, yang menggunakan sistem penambangan tambang terbuka, dan menggunakan metode penambangan *open pit* dan *open cast*. Secara umum, produk yang dihasilkan terdapat 2 produk yaitu, LGSO (*Low Grade Saprolite Ore*) dengan kandungan Ni 1,6%-1,7%, yang didapatkan dari proses penambangan. Salah satu produk lainnya adalah ferronikel dengan kandungan Ni > 18% yang di dapatkan dari proses pengolahan.

PT ANTAM Tbk, UBPN SULTRA sendiri, memiliki Izin Usaha Pertambangan (IUP) seluas 5.544,2 Ha meliputi tambang utara, tambang tengah, dan tambang selatan, dengan ketinggian bervariasi 0-300 MDPL. IUP tersebut secara administratif terletak di Desa Kumoro, dan Desa Sopura, Kecamatan Pomalaa, Kabupaten Kolaka, Provinsi Sulawesi Tenggara.

Kelayakan tambang adalah salah satu tahapan kegiatan usaha pertambangan untuk memperoleh informasi secara rinci seluruh aspek yang berkaitan untuk menentukan kelayakan ekonomis dan teknis usaha pertambangan, termasuk analisis mengenai dampak lingkungan serta perencanaan pascatambang. Pentingnya analisis kelayakan tambang juga tertuang dalam peraturan menteri ESDM (Energi dan Sumber Daya Mineral) nomor 26 tahun 2018 tentang pelaksanaan kaidah pertambangan yang baik dan pengawasan pertambangan mineral dan batubara.

Pada penelitian ini dilakukan analisis pada salah satu aspek dalam menentukan suatu kelayakan tambang yaitu aspek ekonomi dalam satuan kerja *mine production*. Pada aspek ekonomi untuk melakukan analisis kelayakan tambang dilakukan berdasarkan tiga metode analisis yaitu, NPV (*net present value*), DCFROR (*discounted rate of return*), dan PBP (*payback period*). Penelitian ini juga mencari tahu pengaruh dari perubahan-perubahan parameter menggunakan analisis sensitivitas.

Pada penelitian ini menggunakan tiga simulasi struktur modal pada setiap analisis yaitu, 100% modal sendiri, 65% modal sendiri, 35% modal pinjaman, dan 35% modal sendiri, 65% modal pinjaman. Dengan demikian, pembahasan penelitian ini, mencakup perhitungan biaya – biaya yang dibutuhkan seperti, pendapatan, perhitungan aliran

kas tunai (*cash flow*), NPV, DCFROR, PBP dan analisis sensitivitas (*sensitivity analysis*). Analisis ekonomi ini dibuat berdasarkan data-data dari rancangan teknis yang telah ada, sehingga dapat menjadi masukan ke pihak perusahaan dalam menentukan keputusan investasi.

II. METODE

Dalam analisis ini, untuk mendapatkan data primer, digunakan metode observasi pada proses penambangan bijih nikel, lalu data sekunder diperoleh melalui studi literatur dan laporan keuangan PT. ANTAM UBPN SULTRA tahun 2016-2018. Data primer terdiri dari waktu edar alat angkut dan muat, dan jenis alat yang digunakan. Data sekunder yang digunakan pada penelitian ini terdiri dari biaya investasi total (*mine development*, biaya listrik, biaya air, biaya konstruksi, dan infrastruktur, dll), modal kerja (biaya pegawai tetap, biaya pegawai kontrak, biaya kesehatan dan keselamatan kerja, biaya CSR, biaya jasa, biaya penelitian dan pengembangan, dll), biaya operasi (biaya sewa alat dan biaya BBM), pajak, biaya reklamasi, biaya pascatambang, biaya depresiasi dan amortisasi.

Data tersebut diolah berdasarkan tiga metode analisis yaitu, NPV (*net present value*), DCFROR (*discounted rate of return*), dan PBP (*payback period*). Hasil pengolahan data tersebut diolah dengan menggunakan *software* microsoft excel sehingga menghasilkan analisis kelayakan dan juga analisis sensitivitas untuk melihat pengaruh dari perubahan harga jual dan tingkat produksi penambangan.

III. HASIL DAN PEMBAHASAN PENELITIAN

Aspek Teknis

Analisis ekonomi penambangan bijih nikel ini juga memperhatikan aspek teknis yang telah dirancang, dan disesuaikan dengan kebutuhan spesifikasi peralatan. Berikut jumlah dan jenis peralatan yang digunakan untuk penambangan bijih nikel yang terbagi menjadi 3 area penambangan yaitu, tambang utara (*Pit Strada*, *Pit Everest*, *Pit Cheeroke*, dan *Pit IV*), tambang tengah (*Pit Hilux*, dan *Pit Rubicon*) dan Tambang Selatan (*Pit Fortuner*, dan *Pit QT*), dengan total 8 *pit* (Tabel 1)

Tabel 1. Jenis dan Jumlah Peralatan yang digunakan

Jenis Peralatan yang Digunakan.	Jumlah Peralatan yang Digunakan.
<i>Komatsu Backhoe Excavator PC-200</i>	16 unit
<i>Komatsu Bulldozer D85ESS</i>	16 unit
<i>Komatsu Hydraulic Rock Breaker Excavator PC-200</i>	4 unit
<i>Dump Truck Hino FM 235 JD</i>	80 unit
<i>Water Tank Hino FM 235 JD</i>	3 Unit
<i>Motor Grader GD-505</i>	4 Unit

Alat-alat tersebut, menggunakan sistem sewa yang dibayarkan sesuai dengan *working hours* atau waktu kerja alat, yang sudah termasuk biaya oprator, BBM (Bahan Bakar Minyak), perawatan dan perbaikan alat. Hari kerja di PT. ANTAM UBPN SULTRA selama satu tahunnya adalah 240 hari kerja, yang berarti setiap bulannya adalah 20 hari kerja, yang dibagi lagi menjadi 2 kegiatan yaitu, 17 hari kerja untuk penambangan produk LgSo dan 3 hari untuk penambangan produk HgSo. PT. ANTAM UBPN SULTRA memiliki 5 hari kerja dalam seminggu, yaitu hari senin – jumat, jam kerja dimulai dari pukul 07.00 – 16.00 WITA dengan waktu istirahat pada pukul 12.00 -13.00 WITA, sehingga memiliki 8 jam kerja setiap harinya, lalu hari libur yang berlaku yaitu pada hari sabtu, minggu dan hari libur nasional.

Kemampuan produksi alat muat dapat dihitung menggunakan rumus berikut :

$$Pm = 60/CTm \times KB \times FF \times EK \times SF \dots\dots\dots(1)$$

Keterangan:

- Pm = Produksi alat muat (m³/Jam)
- CTm = Waktu edar alat muat (menit)
- KB = Kapasitas bucket alat muat, (m³)
- FF = Faktor pengisian (%)
- EK = Efisiensi kerja (%)
- SF = *Swell factor* (%)

Kemampuan produksi alat angkut dapat dihitung menggunakan rumus berikut:

$$Pm = 60/CTm \times KB \times FF \times EK \times SF \dots\dots\dots(2)$$

Keterangan:

- Pm = Produksi alat muat (m³/Jam)
- CTm = Waktu edar alat muat (menit)
- KB = Kapasitas bak alat angkut (Ton)
- FF = Faktor pengisian (%)
- EK = Efisiensi kerja (%)
- SF = *Swell factor* (%)

Total produksi penambangan masing masing *pit* pada produk penambangan LgSo dan HgSo (Tabel 2&3)

Tabel 2 Produksi Setiap *Pit* (Produk LgSo)

Nomor	<i>Pit</i>	Produksi/Bulan
1	Strada	25.343 Ton

2	Cheeroke	24.017 Ton
3	Everest	45.938 Ton
4	IV	27.707 Ton
5	Hilux	52.157 Ton
6	Rubicon	16.116 Ton
7	Fortuner	32.244 Ton
8	QT	31.539 Ton
Total/Bulan		255.064 Ton
Total/Tahun		3.060.763 Ton

Tabel 3 Produksi Setiap *Pit* (Produk HgSo)

Nomor	<i>Pit</i>	Produksi/Bulan
1	Strada	7.733 Ton
2	Cheeroke	9.434 Ton
3	Everest	11.744 Ton
4	IV	6.057 Ton
5	Hilux	11.802 Ton
6	Rubicon	3.969 Ton
7	Fortuner	5.566 Ton
8	QT	5.961 Ton
Total/Bulan		62.271 Ton
Total/Tahun		747.253 Ton

Proses pengolahan pada setiap produk penambangan berbeda-beda. Pada produk penambangan LgSo (*low grade saprolite ore*) Ni <1,7% tidak dilakukan proses pengolahan, produk dari tambang akan langsung diletakan di *stockpile* untuk ekspor, sedangkan produk penambangan HgSo (*High Grade Saprolite Ore*) Ni >1,8% akan melalui proses pengolahan, yaitu dengan cara pirometalurgi.

Setelah proses pengolahan dilaksanakan dari produk penambangan HgSo (*High Grade Saprolite Ore*) hingga menjadi FeNi (Ferronikel) Ni >18%, diketahui bijih nikel yang menjadi FeNi hanya 4% dan sisanya yaitu 96% menjadi *slag* (Satuan Kerja FeNi *Plant*), sehingga produksi FeNi yang dihasilkan adalah sebesar 2.490 Ton/Bulan. (Tabel 4)

Tabel 4 Produksi FeNi (Ferronikel)

Nomor	Keterangan	Produksi
1	Total Produksi HgSo/Bulan	62.271 Ton
2	Total Produksi FeNi/Bulan	2.490 Ton
3	Total Produksi FeNi/Tahun	29.890 Ton

Aspek Ekonomi

Nilai ekonomis merupakan nilai investasi yang dinyatakan dalam bentuk nilai uang yang akan dipergunakan sebagai bahan penyusunan aliran uang tunai (*cash flow*) yang terdiri dari investasi total (Investasi, modal kerja, dan biaya lingkungan), pendapatan, biaya operasi, depresiasi, amortisasi, dan modal pinjaman.

Asumsi yang digunakan dalam menganalisis kelayakan ini adalah :

1. Struktur permodalan yang digunakan adalah:
 - a. 100% modal sendiri,
 - b. 65% modal sendiri, 35% modal pinjaman; dan
 - c. 35% modal sendiri, 65% modal pinjaman.

2. Tingkat Bunga Minimum

Dalam penentuan tingkat bunga minimum dilakukan pertimbangan berdasarkan struktur modalnya :

- a. Tingkat bunga minimum pada alternatif permodalan 100% modal sendiri, menggunakan tingkat keuntungan yang diinginkan oleh perusahaan sebesar 20%.
- b. Tingkat bunga pinjaman pada setiap alternatif permodalan menggunakan kisaran suku bunga dasar kredit 9,95% (Bunga Kredit Korporasi Mandiri Juli 2018).

c. Tingkat bunga pinjaman pada alternatif permodalan 65% modal sendiri 35% modal pinjaman dengan suku bunga pinjaman bank sebesar 9,95%, adalah sebagai berikut :

$$i^* = \frac{0,65}{0,35+0,65} (20\%) + \frac{0,35}{0,35+0,65} (9,95\%) = 16,48\%$$

d. Tingkat bunga pinjaman pada alternatif permodalan 35% modal sendiri, 65% modal pinjaman dengan suku bunga pinjaman bank sebesar 9,95%, adalah sebagai berikut :

$$i^* = \frac{0,35}{0,35+0,65} (20\%) + \frac{0,65}{0,35+0,65} (9,95\%) = 13,47\%$$

Investasi total merupakan jumlah investasi yang disediakan untuk menjalankan usaha penambangan dengan total biaya sebesar Rp. 139.697.614.000,00, biaya tersebut terdiri dari biaya investasi dan modal kerja (Tabel 5). Biaya investasi merupakan biaya yang disediakan untuk menjalankan usaha penambangan yang terdiri dari biaya konstruksi, biaya infrastruktur, biaya jaminan reklamasi, dan biaya jaminan pascatambang. Biaya modal kerja adalah sejumlah modal yang diperlukan untuk membiayai keperluan biaya produksi sebelum proyek tersebut memberikan pendapatan untuk membiayai produksinya sendiri. Modal kerja diperhitungkan cukup untuk membiayai kegiatan perusahaan selama 3 bulan sebelum ada dana dari penjualan produk yang terdiri dari Biaya pegawai tetap, pegawai kontrak, biaya keselamatan dan kesehatan kerja, biaya CSR, biaya jasa, biaya penelitian dan pengembangan ,biaya listrik, dan biaya air.

Tabel 5. Investasi Total

No.	Jenis Investasi	Biaya		
A	Investasi			
1	Biaya Konstruksi & Infrastruktur	Rp	32.514.082.857.08	
2	Jaminan Reklamasi	Rp	18.069.000.000.00	
3	Jaminan Pascatambang	Rp	47.157.000.000.00	
	TOTAL	Rp	97.740.082.857.08	
B	Modal Kerja	Modal Kerja		
				Modal Kerja 3 Bulan
1	Biaya Pegawai Tetap	Rp	218.540.000.00	Rp 655.620.000.00
2	Biaya Pegawai Kontrak	Rp	114.000.000.00	Rp 342.000.000.00
3	Biaya Kesehatan&Keselamatan Kerja	Rp	839.103.416.67	Rp 2.517.310.250.00
4	Biaya CSR	Rp	1.102.272.416.67	Rp 3.306.817.250.00
5	Biaya Jasa	Rp	2.457.701.000.00	Rp 7.373.103.000.00
6	Biaya Penelitian dan Pengembangan	Rp	1.100.000.000.00	Rp 3.300.000.000.00
9	Biaya Listrik	Rp	6.936.100.625.00	Rp 20.808.301.875.00
10	Biaya Air	Rp	1.218.125.698.00	Rp 3.654.377.094.00
	TOTAL	Rp	13.985.843.156.33	Rp 41.957.529.469.00
	TOTAL (A+B)			Rp 139.697.612.326.08

Pendapatan didapatkan dari penjualan produk LgSo dan FeNi. Harga yang digunakan pada perhitungan ini berdasarkan dari surat keputusan direksi 2018. Harga produk LgSo adalah \$34/ Ton, sedangkan produk FeNi memiliki harga \$5,44/Pon. Kurs dollar yang digunakan pada penelitian ini adalah \$1 adalah Rp.13.500,00. Pendapatan dari produk LgSo adalah sebesar Rp. 117.074.949.000,00/bulan, didapatkan dari produksi LgSo sebesar 255.064 Ton/Bulan. Pendapatan dari penjualan produk Ferronikel (FeNi) adalah sebesar Rp. 365.855.068.000,00/bulan, didapatkan dari produksi FeNi sebesar 2.490 Ton/bulan. Total pendapatan dari kedua produk yaitu LgSo dan FeNi setiap bulannya adalah Rp. 482.930.017.000,00.

Biaya oprasi adalah biaya yang dibutuhkan untuk menjalankan seluruh kegiatan dengan total biaya oprasi sebesar Rp. 370.756.652.000,00, biaya tersebut terdiri dari biaya tetap dan biaya *variable*. Biaya tetap adalah biaya yang dikeluarkan tanpa dipengaruhi oleh tingkat produksi yang terdiri dari, biaya pegawai tetap, biaya pegawai kontrak, biaya K3LH, biaya CSR, biaya jasa, biaya LITBANG, depresiasi, amortisasi, iuran PBB, biaya reklamasi dan pascatambang, dan nilai sisa.

Biaya *variable* adalah biaya yang dikeluarkan untuk menghasilkan produk, sehingga biaya yang dikeluarkan dipengaruhi oleh tingkat produksi yang terdiri dari, biaya oprasi penambangan, biaya listrik, biaya air, dan biaya pabrik.

Biaya Pajak terdiri dari 3 komponen yaitu royalti, pajak penghasilan, dan iuran retribusi daerah. Royalti didasarkan Peraturan Pemerintah no. 9 Tahun 2012, maka setiap penjualan produk LgSo ataupun ferronikel akan dikenakan royalti. Produk bijih nikel akan dikenakan royalti sebesar 5% dari harga penjualan sedangkan untuk produk ferronikel akan dikenakan royalti sebesar 4%. (Tabel 6)

Pajak penghasilan didasarkan oleh UU No 36 Tahun 2008 tentang Pajak Penghasilan, perhitungan pajak menggunakan tarif pajak yang diterapkan atas penghasilan kena pajak bagi wajib pajak badan dalam negeri dan bentuk usaha tetap yaitu 25% dari pendapatan. (Tabel 6)

Tabel 6. Pajak Royalti dan Pajak Penghasilan

KETERANGAN	BIAYA
Pendapatan LgSo Setelah Royalti	Rp 111.221.202.000.00
Pendapatan FeNi Setelah Royalti	Rp 351.220.866.000.00
Total Pendapatan	Rp 462.442.068.000.00
Total Biaya Operasi	Rp (148.937.087.000.00)
Pendapatan	Rp 313.504.981.000.00
Pajak 25%	Rp 78.376.245.000.00
Pendapatan Terlepas	Rp 235.128.736.000.00

Iuran retribusi daerah didasarkan oleh Peraturan Pemerintah Daerah Kabupaten Kolaka no. 11 Tahun 2010, maka setiap pemegang IUP Operasi Produksi untuk pertambangan mineral logam dan batubara

wajib membayar sebesar 2,5% dari keuntungan bersih sejak berproduksi kepada daerah yang pelaksanaannya dilaksanakan sesuai ketentuan perundang-undangan. keuntungan bersih yang didapatkan adalah sebesar Rp. 85.128.736.000,00/Bulan, Iuran retribusi daerah adalah 2,5% dari keuntungan bersih, sehingga iuran retribusi daerah sebesar Rp. 2.128.218.000,00/Bulan.

Pembayaran hutang yang digunakan untuk membayar modal pinjaman adalah pada setiap akhir periode, besarnya angsuran dibuat seragam. Pada perhitungan pembayaran bunga ditambah angsuran hutang pokok pada setiap akhir periode besarnya sama.

Pada struktur modal 65% modal sendiri, 35% modal pinjaman, besar investasi total adalah Rp. 139.697.614.000, sehingga besar hutang yang dimiliki adalah Rp. 48.894.164.000. Jangka waktu pinjaman yang digunakan adalah 12 bulan dengan bunga pinjaman 9,95%/tahun, lalu dilakukan pembayaran bertahap selama 12 bulan. (Tabel 7)

Tabel 7. Angsuran Pinjaman Struktur Analisis 65% Modal Sendiri, 35% Modal Pinjaman.

Investasi Total	Rp	(139.697.614.000)			
Modal Sendiri 65 %	Rp	(90.803.449.100)			
Pinjaman 35 %	Rp	(48.894.164.900)			
Jangka Waktu Pinjaman	12 Bulan				
Bunga Pinjaman (9,95%)	9,95% Suku bunga pinjaman bank Mandiri				
Bunga Pinjaman Bulat	0,83%				
Bulan	Pembayaran	Bunga	Angsuran	Sisa Pinjaman	
0				Rp	(48.894.164.900)
1	Rp	4.297.664.331	Rp	495.821.569	Rp (3.891.842.762)
2	Rp	4.297.664.331	Rp	373.519.274	Rp (3.924.145.057)
3	Rp	4.297.664.331	Rp	340.948.870	Rp (3.956.715.461)
4	Rp	4.297.664.331	Rp	308.108.131	Rp (3.989.556.200)
5	Rp	4.297.664.331	Rp	274.994.815	Rp (4.022.669.516)
6	Rp	4.297.664.331	Rp	241.606.658	Rp (4.056.057.673)
7	Rp	4.297.664.331	Rp	207.941.379	Rp (4.089.722.952)
8	Rp	4.297.664.331	Rp	173.996.679	Rp (4.123.667.652)
9	Rp	4.297.664.331	Rp	139.770.237	Rp (4.157.894.094)
10	Rp	4.297.664.331	Rp	105.299.716	Rp (4.192.404.615)
11	Rp	4.297.664.331	Rp	70.462.758	Rp (4.227.201.573)
12	Rp	4.297.664.331	Rp	35.376.985	Rp (4.262.287.346)

Pada struktur analisis 35% modal sendiri, 65% modal pinjaman, besar investasi total adalah Rp. 139.697.614.000, sehingga besar hutang yang dimiliki adalah Rp. 90.803.449.000,00. Jangka waktu pinjaman yang digunakan adalah 12 bulan dengan bunga pinjaman 9,95%/tahun, lalu dilakukan pembayaran bertahap selama 12 bulan. (Tabel 8)

Tabel 8 Angsuran Pinjaman Struktur Analisis 65% Modal Sendiri, 35% Modal Pinjaman.

Investasi Total	Rp	(139.697.614.000)			
Modal Sendiri 35 %	Rp	(48.894.164.900)			
Pinjaman 65 %	Rp	(90.803.449.100)			
Jangka Waktu Pinjaman	12 Bulan				
Bunga Pinjaman (9,95%)	9,95% Suku bunga pinjaman bank Mandiri				
Bunga Pinjaman Bulat	0,83%				
Bulan	Pembayaran	Bunga	Angsuran	Sisa Pinjaman	
0				Rp	(90.803.449.100)
1	Rp	7.981.376.615	Rp	753.668.628	Rp (7.227.707.987)
2	Rp	7.981.376.615	Rp	693.678.651	Rp (7.287.697.963)
3	Rp	7.981.376.615	Rp	633.190.758	Rp (7.348.185.856)
4	Rp	7.981.376.615	Rp	572.200.816	Rp (7.409.175.799)
5	Rp	7.981.376.615	Rp	510.704.656	Rp (7.470.671.958)
6	Rp	7.981.376.615	Rp	448.698.079	Rp (7.532.678.535)
7	Rp	7.981.376.615	Rp	386.176.847	Rp (7.595.199.767)
8	Rp	7.981.376.615	Rp	323.136.689	Rp (7.658.239.925)
9	Rp	7.981.376.615	Rp	259.573.298	Rp (7.721.803.317)
10	Rp	7.981.376.615	Rp	195.482.330	Rp (7.785.894.284)
11	Rp	7.981.376.615	Rp	130.859.408	Rp (7.850.517.207)
12	Rp	7.981.376.615	Rp	65.700.115	Rp (7.915.676.500)

Cash flow adalah aliran dana dari komponen biaya – biaya di atas. Terdapat 3 struktur analisis pada penelitian ini yaitu, 100% modal sendiri, 65% modal sendiri, 35% modal pinjaman dan 35% modal sendiri, 65% modal pinjaman.

Pada cash flow terdapat beberapa hasil yang diperhatikan yaitu net present value (NPV), Discounted Cash Flow Rate of Return (DCFRROR) dan Pay Back Period (PBP)

Pada struktur analisis permodalan 100% modal sendiri, yang menggunakan tingkat bunga (i*) = 20%, menghasilkan net present value (NPV) sebesar Rp. 758.282.946.000,00, lalu nilai Discounted Cash Flow Rate of Return (DCFRROR) adalah 51,09% dan Pay Back Period (PBP) selama 1,9 bulan. (Tabel 8) Pada struktur analisis permodalan 65% modal sendiri, 35% modal pinjaman, yang menggunakan tingkat bunga (i*) = 16,48%, menghasilkan net present value (NPV) sebesar Rp. 777.281.164.000,00, lalu nilai Discounted Cash Flow Rate of Return (DCFRROR) adalah 69,79% dan Pay Back Period (PBP) selama 1,4 bulan. (Tabel 9) Pada struktur analisis permodalan 35% modal sendiri, 65% modal pinjaman, yang menggunakan tingkat bunga (i*) = 13,47%, menghasilkan net present value (NPV) sebesar Rp. 792.517.189.000,00, lalu nilai Discounted Cash Flow Rate of Return (DCFRROR) adalah 106,08% dan Pay Back Period (PBP) selama 0,9 bulan. (Tabel 10)

IV. KESIMPULAN Analisis Kelayakan

Analisis kelayakan ekonomi dilakukan berdasarkan rencana penambangan yang telah ditetapkan dengan umur tambang sebesar 12 bulan. Hasil kelayakan investasi dari proyek penambangan dapat diketahui dengan melakukan analisis terhadap Net Present Value (NPV), discounted cash flow rate of return (DCFRROR) dan masa pengembalian (PBP). Syarat yang harus dipenuhi supaya tambang dapat dianggap layak untuk dipertimbangkan adalah NPV bernilai positif (>0), nilai DCFRROR lebih besar tingkat bunga minimum (i*), dan masa pengembalian (PBP) lebih kecil dari masa umur tambangnya.

Pada alternatif permodalan 100% modal sendiri dan tingkat bunga minimum (i*) sebesar 20%, didapatkan nilai NPV yang bernilai positif yaitu, Rp. 758.282.946.000,00,-, DCFRROR yang melebihi tingkat bunga minimum sebesar 51,03%, dan waktu pengembalian modal (PBP) adalah 1,9 bulan. Proyek dinyatakan layak dilaksanakan.

Pada alternatif permodalan 65% modal sendiri, 35% modal pinjaman dan tingkat bunga minimum (i*) sebesar 16,48%, didapatkan nilai NPV yang bernilai positif yaitu, Rp. 777.281.164.000,00,-, DCFRROR yang melebihi tingkat bunga minimum sebesar 69,79% dan waktu pengembalian modal (PBP) adalah 1,4 bulan. Proyek dinyatakan layak dilaksanakan.

Pada alternatif permodalan 35% modal sendiri, 65% modal pinjaman dan tingkat bunga minimum (i*) sebesar 13,47%, didapatkan nilai NPV yang bernilai

positif yaitu Rp. 792.517.189.000,00,-, DCFROR melebihi tingkat bunga minimum sebesar 106,08% dan waktu pengembalian modal (PBP) adalah 0,9 bulan. Proyek dinyatakan layak dilaksanakan, Rasio ini merupakan rasio struktur modal yang optimal karena nilai NPV, dan ROR paling besar, serta nilai PBP paling cepat dibanding rasio struktur modal lainnya.

Analisis Kepekaan

Analisis kepekaan bertujuan untuk menghitung seberapa besar pengaruh dari adanya perubahan parameter utama terhadap nilai ekonomis dari suatu proyek. Untuk proyek penambangan bijih nikel ini, parameter yang akan di analisis adalah perubahan harga jual dan tingkat produksi. Perubahan (naik/turun) dari parameter pertama yaitu harga jual adalah 10%, 20% dan 30%, parameter kedua yaitu tingkat produksi adalah 20%, 40% dan 60%. Dalam analisis ini perubahan dianggap terjadi pada salah satu parameter saja, sedangkan parameter yang lain dianggap tetap (*Ceteris Paribus*).

Analisis kepekaan perubahan tingkat produksi pada setiap struktur modal, menunjukkan bahwa pada struktur modal 100% modal sendiri adalah yang paling peka diantara struktur modal lainnya, dengan nilai persentase perubahan pada NPV (Net Present Value) adalah, sebesar -27,49% pada saat terjadi penurunan tingkat produksi 20%, dan 30,65% pada saat terjadi kenaikan tingkat produksi 20%.

Analisis kepekaan perubahan harga jual pada setiap struktur modal, menunjukkan bahwa pada struktur modal 100% modal sendiri adalah yang paling peka diantara struktur modal lainnya, dengan nilai persentase perubahan pada NPV (Net Present Value) adalah, sebesar -46,56% pada saat terjadi penurunan harga 10%, dan 49,72% pada saat terjadi kenaikan harga 10%, oleh karena itu setiap perubahan harga jual yang terjadi perlu diantisipasi.

V. SARAN

1. Penelitian mengenai kelayakan dan kepekaan usaha tambang membutuhkan parameter perhitungan yang lebih komprehensif untuk mencapai hasil yang optimal.
2. Penelitian dengan tema kelayakan dan kepekaan akan semakin ideal jika seluruh data yang dikumpulkan dilaksanakan dalam rentang waktu yang lebih lebar sehingga tren yang terjadi dapat diidentifikasi.

VI. UCAPAN TERIMAKASIH

Penulis mengucapkan terimakasih kepada semua pihak yang telah membantu dalam penyelesaian penelitian ini, diantaranya Orang tua, Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan UPN “Veteran” Yogyakarta dan pihak perusahaan meliputi: PT. ANTAM Tbk UBPN SULTRA., atas bantuan data terkait penelitian ini. Semoga penelitian ini bermanfaat baik untuk perusahaan, dan peneliti lainnya sebagai satu tambahan wawasan ilmu pengetahuan dalam bidang pertambangan.

VII. DAFTAR PUSTAKA

- D, Haryanto, 2010, *Evaluasi Ekonomi Proyek Mineral*, Awan Poetih, Yogyakarta, Indonesia.
- Stermole, F.J, and Stermole, J.M., 2000, *Economic Evaluation and Investment Decision Methods Ninth Edition, Investment Evaluations Corporation Ninth Edition*, Goldenveu Drive, Golden Colorado 80401
- Singgih Saptono, Indah Setyowati & Hasywir Thaib Siri, 2015, *PERENCANAAN TAMBANG 2 Edisi V Tahun 2015*, Program Studi Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta, Yogyakarta, Indonesia.
- Yanto Indonesianto, 2013, *Pemindahan Tanah Mekanis*, Awan poetih, Yogyakarta, Indonesia.
- _____, *Undang-Undang No. 36 Tahun 2008 tentang pajak penghasilan*, Sekretariat Negara, Jakarta.
- _____, *Peraturan Pemerintah Nomor 9 Tahun 2012 tentang Jenis dan Tarif Atas Jenis Penerimaan Negara Bukan Pajak yang Berlaku Pada Kementrian Energi dan Sumber Daya Mineral*
- _____, *Peraturan Menteri ESDM Nomor 26 Tahun 2018 tentang Pelaksanaan Kaidah Pertambangan yang Baik dan Pengawasan Pertambangan Mineral dan Batubara.*
- _____, *Peraturan Menteri ESDM Nomor 1827 K/30/MEM/2018 Tahun 2018 tentang Pedoman Pelaksanaan Kaidah Teknik Pertambangan yang Baik.*
- _____, *Peraturan Daerah Kabupaten Kolaka Nomor 11 Tahun 2010 tentang Pengelolaan Usaha Pertambangan Mineral dan Batubara di Kabupaten Kolaka.*
- _____, Standar Nasional Indonesia 5015, tentang Pedoman Pelaporan, Sumberdaya, dan Cadangan Batubara.
- _____, Standar Nasional Indonesia 4726, tentang Pedoman Pelaporan, Sumberdaya, dan Cadangan Mineral.

Model Pengolahan Bijih Emas Menggunakan Metode *Heap Leaching* Dari Sample Urat Urat Emas di Desa Kertajaya Kecamatan Simpenan Kabupaten Sukabumi Provinsi Jawa Barat

Nurkhamim, Arrina Khanifa, Andrawina, Deta Hibatul Wafi

UPN “Veteran” Yogyakarta
Program Studi Sarjana Teknik Pertambangan, Jurusan Teknik Pertambangan,
Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta,
Jl. Padjajaran, Condongcatur, Yogyakarta 55238

Email: nurkhamim@upnyk.ac.id, arrinakhanifa22@gmail.com, andrawina17@gmail.com,
detawafi@gmail.com.

RINGKASAN

Penambangan bijih emas pada pertambangan rakyat di daerah Kertajaya, Sukabumi dilakukan menggunakan sistem tambang bawah tanah dengan metode *gophering/coyoting* (lubang tikus) secara tradisional. Untuk memperolehnya diperlukan teknik penambangan yang tepat dan kemudian teknik pengolahan yang cermat pula untuk menghasilkan perolehan emas yang tinggi. Dalam pengolahan emas secara umum, terdapat beberapa metode pengolahan salah satunya yaitu menggunakan metode sianidasi atau *heap leaching*.

Dari analisis mineralogi menggunakan XRD batuan bijih emas diperoleh komposisi mineral dalam batuan berupa kuarsa, pirit, kalkopirit, *sphalerit*, *arsenopirit*, *kovelit* dan limonit. Di dalam penelitian ini bertujuan untuk mengetahui sisa limbah yang terdapat pada sisa pengolahan bijih emas, dan pencemaran yang terjadi. Pada daerah Kertajaya, Sukabumi ditemukan limbah sisa dari pengolahan emas berupa tailing dan juga air dari sianidasi, sehingga dilakukan pengelolaan pada limbah tailing yang dijadikan bata batako dan sianida yang berupa air dinetralkan sebelum dibuang kealir sungai dengan menggunakan klor aktif atau kaporit agar menjadikan ramah lingkungan pada daerah tersebut.

Kata Kunci: Pengolahan emas, limbah, heap leaching

ABSTRACT

Gold ore mining in small scale mining in Kertajaya, Sukabumi was carried out using a mining system with the traditional gophering/coyoting method. To obtain it, proper mining techniques are needed and then the careful processing too, are also used to produce high gold recovery. In general, there are several gold processing methods, one of which is using the cyanidation as known as the heap leaching method.

From mineralogical analysis using XRD for gold ore rocks, it contains the composition of minerals of rock in the form of quartz, pyrite, chalcopyrite, sphalerite, arsenopyrite, covellite and limonite. This research is aims to determine the residual waste contained in the remaining processing of gold ore, and pollution that occurs. In Kertajaya Sukabumi, the gold processing produce residual waste in the form of tailings and also the remaining water from cyanidation, so that management of tailings made into brick and cyanide bricks in the form of water is neutralized before being discharged into the river using active chlorine to make it environmentally friendly in the area.

Keywords: Gold Processing, waste, heap leaching

1. Pendahuluan

1.1 Lokasi Pengambilan Sampel

Lokasi penelitian berada di Desa Kertajaya, Kecamatan Simpenan, Kabupaten Sukabumi, Jawa Barat. Secara geografis Desa Kertajaya, Kecamatan Simpenan, Kabupaten Sukabumi berada pada 106°35' BT dan 7°01' LS sedangkan secara administratif

berbatasan langsung dengan Desa Loji di sebelah Utara, Desa Langkap jaya Kecamatan Lengkong di sebelah timur, Desa Cihaur Kecamatan Simpenan dan Desa Waluran Kecamatan Waluran di sebelah selatan dan Desa Girimukti Kecamatan Ciemas dan Samudra Indonesia di sebelah barat.

1.2 Geologi Umum Simpenan Sukabumi

Secara geologis daerah Kertajaya termasuk ke dalam Formasi Jampang Tmjv (Sukanto, 1975) sebagaimana diperlihatkan pada gambar 3. Formasi Jampang terdiri atas batuan hasil kegunungapian bawah laut berbutir halus hingga sangat kasar yang berumur Miosen Bawah. Formasi Jampang terdiri dari dua bagian, yaitu formasi Jampang bagian bawah dan bagian atas.

Formasi Jampang bagian bawah, terdiri dari napal tufaan yang mengandung Globigerina, batupasir tufa dan breksi tufa gampingan dengan komposisi andesitik dan basaltik. Formasi Jampang bagian atas ke bagian bawahnya terdiri dari batupasir tufa yang berumur Miosen Bawah. Sedangkan ke bagian sebelah atasnya lagi terdiri dari endapan vulkanik. Formasi Jampang bagian atas ini berkembang sangat baik di daerah Gunung Hanjuang (Sumarto, 1985). Urat-urat kuarsa yang membawa bijih emas dan sebagainya menempati formasi ini.

Formasi Jampang mengalami proses perlipatan yang disebabkan oleh gaya kompresi, adanya gaya kompresi menimbulkan sesar mendatar dengan arah sekitar N30°E dan N320°-355°E. Berdasarkan percontohan urat kuarsa yang mengandung logam yang diteliti dengan mikroskopik bijih, ditemukan emas berukuran halus - sedang yang terletak di dalam atau mengisi (*cavity fillings*) retakan atau batas kristal-kristal pirit dan masa dasar kuarsa (Indarto, 1987).

Endapan bijih emas primer terdiri atas zona urat hasil pengisian retakan oleh larutan hidrotermal (*fracture filling vein*) dan zona urat hasil pengisian rekahan (*fissure filling vein*) urat umumnya berupa *veinlet*. Antara daerah Lengkong dan Jampang Kulon merupakan salah satu dari pusat-pusat erupsi vulkanik Jampang. Breksi kasar berselang-seling dengan andesit massif dan aliran lava basalt yang telah

berubah oleh hidrotermal seperti kuarsa sekunder, klorit, serisit, kaolin, epidotit, zeolit, dan pirit. Arah urat-urat kuarsa umumnya menunjuk ke arah barat laut-tenggara dengan beberapa mengandung bijih emas dan perak. Peta Geologi Daerah (Gambar 1.2).

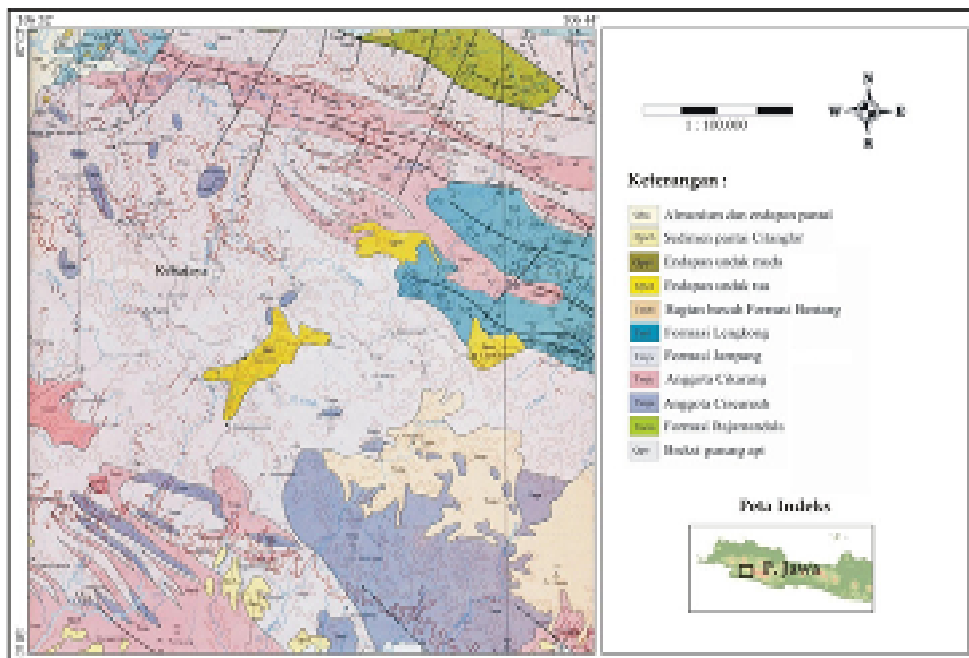
1.3 Topografi Daerah

Daerah penelitian mempunyai topografi rata-rata yaitu 750-1200 m dpl, dengan kemiringan lereng di beberapa daerah cukup curam pada kisaran antara 30° - 45°. Peta topografi daerah penelitian yang berdasarkan interval sama dengan 5 dan tanda pada setiap konturnya dapat disimpulkan bahwa, ada beberapa daerah curam karena jarak garis konturnya rapat. Dan di daerah yang agak curam dicirikan dengan kerapatan jarak kontur yang sedang. Sedangkan pada jarak konturnya yang renggang mencirikan daerah yang relative landai.

1.4 Kondisi Endapan

Cebakan bijih emas di daerah penelitian berupa cebakan emas primer yang berbentuk jalur urat kuarsa. Jenis batuan pengapit yang merupakan *hanging wall* dan *foot wall* daripada urat kuarsa tersebut adalah breksi.

Pada bagian tertentu urat mengandung mineral-mineral sulfida yaitu berupa pirit, kalkopirit, galena dan lain-lain. Hasil ubahan hidrotermal dari kegiatan vulkanik mempengaruhi pula batuan disekitar urat. Beberapa batuan yang terpengaruh berubah menjadi kaolin, kuarsa, pirit dan klorit.



Sumber : Widodo, 2012

Gambar 1.1.
Peta Geologi Daerah Kertajaya dan sekitar

1.5 Genesa Emas

Emas pembentukannya berhubungan dengan naiknya larutan sisa magma ke atas permukaan yang dikenal dengan hidrotermal. Suatu cebakan bijih hasil proses hidrotermal dalam pembentukannya harus melalui tiga proses yang meliputi proses differensiasi, migrasi, dan akumulasi (pengendapan).

Melalui differensiasi unsur-unsur magma mengalami perubahan dan membentuk endapan mineral sulfida dan oksida magmatik yang biasanya tersebar. Sebelum kristalisasi berakhir seluruh cairan sisa akan ditekan keluar membentuk pegmatit, dan kemudian apabila pepadatan telah atau hampir sempurna, akan terbentuk larutan sisa magma yang mudah bergerak (larutan hidrotermal). Larutan ini akan membentuk endapan logam/mineral epigenetik (Suganda).

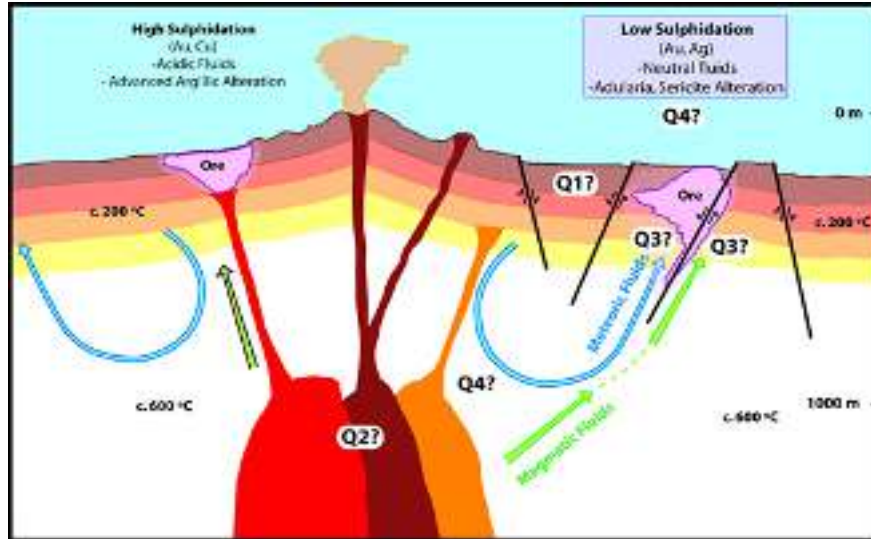
Emas adalah jenis logam yang mempunyai banyak nilai tambah dari pada logam-logam lain. Apabila jika dilihat dari segi ekonomi, emas mempunyai nilai ekonomi yang sangat tinggi dan berkualitas. Ukuran butiran mineral-mineral pembawa emas (misalnya emas urai atau elektrum) berkisar dari butiran yang dapat dilihat tanpa lensa (beberapa nm) sampai partikel-partikel berukuran fraksi (bagian) dari suatu micron (1 mikron = 0,001 mm = 0,000001 cm)

Ukuran butirnya biasanya sebanding dengan kadar bijih, kadar emas yang rendah dalam batuan (bijih) menunjukkan butiran yang halus.

Emas tidak bereaksi dengan zat kimia lainnya tapi terserang oleh klorin, fluorin, dan aqua regia. Logam ini banyak terdapat di nugget emas atau serbuk di bebatuan dan di deposit alluvial dan salah satu logam coinage. Emas melebur dalam bentuk cair pada suhu sekitar 1000 derajat celcius.

Emas di temukan di deposit-deposit *veins* dan *alluvial* dan seringnya dipisahkan dari bebatuan dan mineral-mineral lainnya dengan proses penambangan dan *panning*.

Proses pembentukan emas *hydrothermal* dibagi menjadi 2 yaitu *high sulphidation* dan *low sulphidation* yang dapat di lihat pada gambar (1.2).



Sumber : Adli, 2015

Gambar 1.2

Pembentukan emas melalui proses *hydrothermal*

1.7 Metode Pengolahan Emas

Setelah yakin dengan batuan yang mengandung emas, kemudian dilakukan proses pengecilan ukuran, bisa mempergunakan bantuan alat penghancur seperti Crusher dan Ball Mill. Setelah dihancurkan dan digerus kadar emas bisa dikayakan/ditingkatkan kadarnya dengan beberapa metode:

- Metode gravitasi, mempergunakan karakteristik sifat emas yang berat. Sehingga ketika diputar atau di berikan gaya sentrifugal maka emas dapat dipisahkan dari mineral pengotornya. Hasilnya adalah konsentrat emas hasil gravitasi. Contoh alatnya mulai dari yang paling sederhana hingga canggih seperti dulang / *panning*, meja goyang (*shaking table*), knelson dan falcon concentrator.
- Metode amalgamasi, metode ini mempergunakan air raksa atau merkuri. Merkuri dapat melarutkan emas. Namun karena keterbatasannya hanya dapat melarutkan bijih emas yang berukuran besar selain itu sifat merkuri yang sangat berbahaya bagi kesehatan, metode ini sudah ditinggalkan walaupun masih ada yang mempergunakan hanyalah penambang-penambang liar.
- Metode Sianidasi, emas dapat larut dalam larutan Sianida dengan cara mengaduknya di dalam tangki pelarutan. Metode ini paling banyak dipergunakan dalam pengolahan emas. Hanya pastikan proses ini dilakukan pada pH basa (>10), bila tidak gas Sianida dapat terbentuk sehingga berbahaya buat kesehatan.

- Metode flotasi, metode meningkatkan kadar emas dengan cara diapungkan dengan gelembung udara. Untuk proses pengapungan diperlukan beberapa bahan kimia tertentu. Umumnya emas yang diapungkan menempel pada mineral lain seperti tembaga dan besi. Produk yang dihasilkan disebut konsentrat.

Proses pengolahan bijih emas di Desa Kertajaya Kecamatan Simpenan Kabupaten Sukabumi ini menggunakan metode pengolahan emas dengan proses *heap leaching*, metode heap leaching diperkenalkan pada tahun 1970-an sebagai sarana untuk secara drastis mengurangi biaya pengolahan emas. Proses ini telah benar-benar membuat banyak tambang mengambil sumber daya geologi low grade dan mentransformasikannya menjadi kategori bijih ekonomis . kadar bijih serendah 0,01 oz Au per ton telah ekonomi diproses dengan heap leaching.

2. Metodologi

2.1 Pengolahan Bahan Galian

Pengolahan adalah suatu kegiatan yang dilakukan untuk memisahkan mineral berharga dari mineral pengotornya melalui beberapa tahap. Diantaranya terdapat beberapa proses sebagai berikut:

A. Kominusi

Kominusi atau pengecilan ukuran adalah proses pemecahan padatan / batuan secara mekanis. Pengecilan ukuran adalah proses industri dalam

pemecahan batuan secara mekanis yang dilakukan dalam 2 tahap yaitu:

1. *Crushing* (peremukan)

Peremukan adalah proses reduksi ukuran dari bahan galian / bijih yang langsung dari tambang (ROM = *run of mine*) dan berukuran besar-besar (diameter sekitar 100 cm) menjadi ukuran 20-25 cm bahkan bisa sampai ukuran 2,5 cm. Peralatan yang dipakai antara lain adalah *Jaw crusher*, *Gyratory crusher*, *Cone crusher*.

2. *Grinding* (penggerusan)

Penggerusan adalah proses lanjutan pengecilan ukuran dari yang sudah berukuran 2,5 cm menjadi ukuran yang lebih halus. Pada proses penggerusan dibutuhkan media penggerusan yang antara lain terdiri dari:

- a. Bola-bola baja atau keramik (*steel or ceramic balls*).
- b. Batang-batang baja (*steel rods*).
- c. Campuran bola-bola baja dan bahan galian atau bijihnya sendiri yang disebut *semi autogenous mill* (SAG).
- d. Tanpa media penggerus, hanya bahan galian atau bijihnya yang saling menggerus dan disebut *autogenous mill*.

B. Penyeragaman Ukuran

Penyeragaman ukuran (*sizing*) adalah proses untuk memisahkan atau membagi-bagi campuran butiran yang berbeda untuk menghasilkan butiran yang hampir sama. Cara yang dilakukan untuk melakukan *sizing* terhadap butiran-butiran mineral, misalnya: *laboratory sizing*, *screening*, *classifying* dan *hydrocyclon*.

1. *Laboratory screening*

Laboratory screening dapat dilakukan dengan *screening* / *sieving* atau menyaring / mengayak, yaitu pemisahan butiran-butiran secara mekanis berdasarkan perbedaan ukurannya dengan saringan. *Sizing* di laboratorium dapat juga dilakukan dengan batuan alat mikroskop (*microscope sizing*).

2. *Industrial screening*

Prinsip *screening* atau penyaringan (pengayakan) adalah untuk meloloskan butiran yang lebih kecil melalui lubang saringan dan menahan butiran yang lebih besar dari lubang saringan. Butiran yang lolos dari saringan disebut *undersize* dan yang tertahan disebut *oversize*. Adapun tujuan dari penyaringan ini adalah untuk:

- a) Mencegah agar material yang sudah kecil ukurannya tidak ikut masuk kedalam alat *crusher*, sehingga dapat memperbesar kapasitas dan efisiensi alat *crusher*.

- b) Mencegah material kasar, masuk ke dalam tahap berikutnya dalam sirkulasi tertutup pada *crushing* dan *grinding operation*.

- c) Untuk mendapatkan produk dengan ukuran tertentu, sehingga sesuai untuk proses lebih lanjut (proses konsentrasi).

- d) Untuk mendapatkan produk ukuran tertentu sesuai dengan permintaan pasar, seperti untuk pembuatan jalan (*split*), *beton*, *Ballast* dan lain-lain.

C. *Clasification*

Untuk memisahkan butiran-butiran yang sangat halus sudah sangat sukar dilakukan dengan saringan. Dalam hal demikian biasanya dapat dilakukan dengan *classifying*.

Classifying adalah metode pemisahan buriran-butiran mineral berdasarkan perbedaan kecepatan mengendap butiran-butiran tersebut dalam cairan. Alat untuk proses *classifying* disebut *classifier*. Alat ini menghasilkan 2 produk, yaitu:

- a. Butiran kasar paling cepat mengendap disebut *sand*, *underflow* atau *oversize*.
- b. Bagian butiran yang halus lambat mengendap disebut *overflow* atau *slime*

Butiran-butiran yang cepat mengendap terkumpul dibawah, dikeluarkan dari bagian bawah alat berdasarkan gaya berat secara mekanis disebut *underflow*. Butiran-butiran yang lambat mengendap tetap berada dalam cairan dan dapat dikeluarkan dari bagian atas alat karena dorongan dari umpan baru yang dimasukkan disebut *overflow*.

D. *Hydrocyclon*

Cyclon merupakan alat mekanik yang sederhana dan bagian-bagian yang statis, bentuknya *cylindroconical*, yaitu bagian atasnya berbentuk silinder vertikal dan bagian bawah berbentuk kerucut (*conical*) dengan ukuran yang sangat bervariasi; perbandingan panjang dengan diameter yaitu 1-2 dan 8-9. Pipa pengeluaran *overflow* sedikit masuk kedalam *cyclon* disebut *vortex vinder*, gunanya untuk mencegah agar umpan yang masuk secara tangensial tidak dapat berhubungan langsung atau masuk ke dalam *overflow*. Bagian bawah berupa bejana berbentuk kerucut terbuka sebelah bawah tempat pengeluaran *underflow* yang disebut *apex*.

2.2 Ekstraksi Metalurgi

Metalurgi didefinisikan sebagai ilmu dan teknologi untuk memperoleh sampai pengolahan logam yang

mencakup tahapan dari pengolahan bijih mineral. Adapun proses-proses dari ekstraksi metalurgi / ekstraksi logam itu sendiri antara lain adalah *pyrometallurgy* (proses ekstraksi yang dilakukan pada temperatur tinggi), *hydrometallurgy* (proses ekstraksi yang dilakukan pada temperatur yang relatif rendah dengan cara pelindian dengan media cairan), dan *electrometallurgy* (proses ekstraksi yang melibatkan penerapan prinsip elektrokimia, baik pada temperatur rendah maupun pada temperatur tinggi).

2.3 Hidrometalurgi

Hidrometalurgi merupakan cabang tersendiri dari metalurgi. Secara harfiah hidrometalurgi dapat diartikan sebagai cara pengolahan logam dari batuan atau bijihnya dengan menggunakan pelarut berair (*aqueous solution*).

Hidrometalurgi memberikan beberapa keuntungan:

- Bijih tidak harus dipekatkan, melainkan hanya harus dihancurkan menjadi bagian-bagian yang lebih kecil.
- Polusi atmosfer oleh hasil samping pirometalurgi sebagai belerang dioksida, arsenik (III) oksida, dan debu tungku dapat dihindarkan.
- Untuk bijih-bijih peringkat rendah (*low grade*), metode ini lebih efektif.
- Suhu prosesnya relatif lebih rendah.

Kondisi yang baik untuk hidrometalurgi adalah :

- Metal yang diinginkan harus mudah larut dalam reagen yang murah.
- Metal yang larut tersebut harus dapat diambil dari larutannya dengan mudah dan murah.
- Unsur atau metal lain yang ikut larut harus mudah dipisahkan pada proses berikutnya.
- Mineral-mineral pengganggu (*gangue minerals*) jangan terlalu banyak menyerap (bereaksi) dengan zat pelarut yang dipakai.
- Zat pelarutnya harus dapat diperoleh kembali untuk didaur ulang.
- Zat yang diumpankan harus porous atau punya permukaan kontak yang luas agar mudah (cepat) bereaksi pada suhu rendah.
- Zat pelarutnya sebaiknya tidak korosif dan tidak beracun (*non-corrosive* dan *non-toxic*).

2.4 Proses Sianidasi Bijih Emas

Logam emas sebagai logam mulia, artinya tidak teroksidasi di udara terbuka. Hanya dapat larut di dalam larutan *aqua regia* dan di dalam larutan *sodium cyanide*. Pemilihan metode pelindian (*leaching*) sangat tergantung pada berbagai faktor diantaranya kadar umpan, kinetika pelindian, konsumsi reagen, jenis mineral yang terdapat di dalam umpan (*feed*),

kapasitas pabrik yang diinginkan, biaya pengolahan. Metode pelarutan emas dengan sianida antara lain:

a. Metode *heap leaching*

Metode *heap leaching* (pelindian tumpukan) yaitu pelindian emas dengan cara menyiramkan larutan sianida pada tumpukan bijih emas (diameter bijih < 10 cm) yang sudah dicampur dengan batu kapur. Air lindian yang mengalir di dasar tumpukkan yang kedap kemudian dialirkan menuju tampungan karbon aktif.

b. *Vat leaching*

Metode *vat leaching* yaitu: pelindian emas yang dilakukan dengan cara merendam bijih emas (diameter bijih < 5 cm) yang sudah dicampur dengan batu kapur dengan larutan sianida pada bak kedap. Air lindian yang dihasilkan kemudian dikumpulkan untuk dilakukan proses berikutnya.

c. *Agitated tank leached*

Metode pengolahan emas dengan *Agitated tank leach* adalah pelindian emas yang dilakukan di dalam tangki dimana udara tekan yang dialirkan dari atas tangki selain berfungsi sebagai oksidator juga berfungsi untuk mengaduk material lumpur di dalam tangki. Agar dapat mengekstraksi emas sampai pada tingkat sekitar 95% biasanya dipakai beberapa tangki. Di dalam bijih ditambahkan sejumlah tertentu *sodium cyanide* (NaCN) berfungsi sebagai pelarut emas dan perak untuk pelindian, sedangkan kapur tohor dan NaOH untuk menaikkan dan mengatur kondisi pada pH 10-11, kemudian air digunakan untuk melarutkan padatan sianida dan untuk mencuci ampas (*tailing*) sisa sianidasi.

2.5 *Heap Leaching*

Heap leaching (pelindian tumpukan) dikembangkan sebagai suatu proses pengolahan mineral logam berkadar rendah yang efisien. Dibandingkan dengan sianidasi konvensional (*agitated tank leached*) *heap leaching* mempunyai beberapa kelebihan, desain yang sederhana, biaya operasi yang murah dan investasi lebih sedikit. *Recovery heap leaching* berkisar 60% sampai dengan 80% (Yimi Diantoro, 2010:77).

Heap leaching melalui tahapan proses sebagai berikut:

- Persiapan fondasi pelindian dengan sudut 1° sampai dengan 6° atau lebih untuk drainase.
- Crushing* batuan menjadi ukuran 0,5-1 inci.
- Menempatkan batuan pada tempat pelindian.
- Menyemprotkan larutan *sodium cyanide* dengan spray (0,5-5 kg NaCN per ton larutan)
- Mengumpulkan larutan untuk proses selanjutnya.

Fondasi pelindian (*leaching pad*) bisa dibuat secara permanen menggunakan lantai beton atau dengan pengerasan fondasi dan dilapisi *geo membrane* (*high density polyethylene*). Proses pelindian sianidasi merupakan proses yang lamban. Pada umumnya diperlukan waktu tinggal 12-24 jam. Kebutuhan sianida berkisar 0,5-5 kg NaCN per ton bijih. Seperti telah dijelaskan terdahulu bahwa adanya mineral-mineral sulfida (Cu-S, Fe-S, Pb-S) di dalam bijih akan memperbesar kebutuhan sianida karena logam-logam ini disebut *cyanidocides* yaitu material yang mengkonsumsi sianida, juga akan terlarut bersama emas dan perak. Proses sianidasi sangat tergantung pada jenis bijihnya, bila logam emas terperangkap di dalam mineral sulfida maka prosesnya menjadi sulit karena memerlukan upaya penggerusan pada ukuran yang lebih kecil agar logam emas bisa terbebaskan dari batuan induknya.

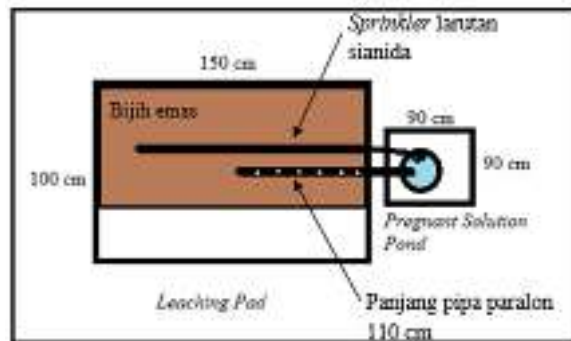
Untuk mempercepat pelarutan emas pada larutan sianida perlu ditambahkan katalis, yaitu *lead nitrat* (PbNO₃). Katalis juga meningkatkan *recovery* emas mencapai 95%. Umumnya larutan sianida kompleks mengandung antara 1-3 ppm. Pengambilan larutan berhenti jika kandungan emas turun sampai dengan 0,005 *ounce* emas per ton larutan. Setelah siklus proses pelindian selesai tempat pelindian dicuci dengan air untuk menghilangkan sisa sianida digunakan hidrogen peroksida.

2.6 Instalasi Pengolahan Metode *Heap Leaching*

Kegiatan pengolahan bijih emas di Desa Kertajaya menggunakan proses sianidasi dengan metode pelindian tumpukan (*Heap leaching*). Pada penelitian ini akan membahas tentang metode pengolahan emas metode *heap leaching*, adapun desain pengolahan *heap leaching* sebagai berikut :

a. Desain kolam pengolahan *heap leaching* tampak atas

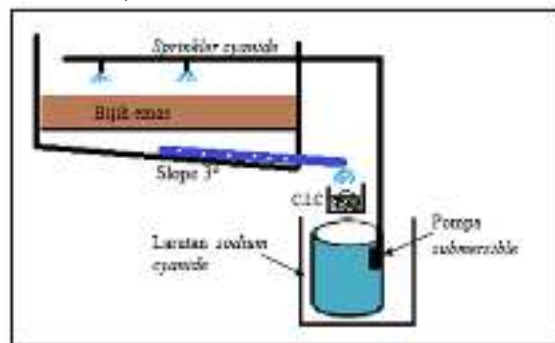
Bak pelindian diberi pembatas (*pad*) antara batuan bijih sebagai umpan dengan larutan kayanya (filtrasi), dalam hal ini digunakan bilah bambu sebagai penyaringnya, namun desain sederhananya dapat dilihat pada gambar dibawah ini (Gambar 2.1).



Gambar 2.1
Model Pengolahan *Heap Leaching*
(Tampak Atas)
Yang diusulkan Sudarsono (2003)

b. Desain kolam pengolahan *heap leaching* tampak samping

Media pengolahan *heap leaching* dibuat dengan diselubungi oleh plastik di sekelilingnya agar terhindar dari limpahan air dari luar maupun angin yang dapat mengganggu proses sirkulasi larutan kayanya. Dan digunakan terpal untuk atapnya agar terlindung dari cuaca buruk (hujan) yang setiap saat dapat turun. (lihat Gambar 2.2)



Gambar 2.2
Model Pengolahan *Heap Leaching*
(Tampak Depan)
Yang diusulkan Sudarsono (2003)

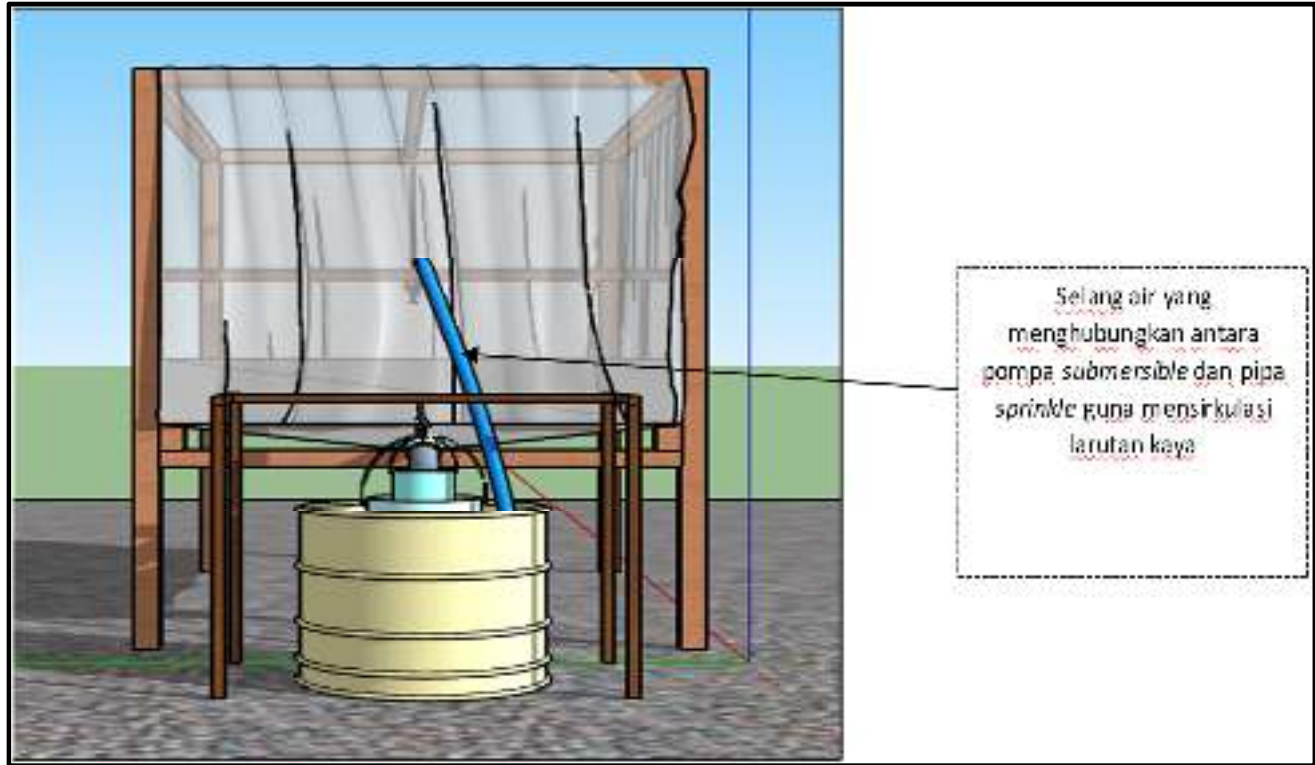
c. Desain kolam pengolahan *heap leaching* tampak depan

Proses pelindian sianidasi dilakukan dengan bantuan *sprinkler* air dengan mekanisme penyemprotan menyebar, agar larutan kaya dapat menjangkau seluruh batuan bijih umpan, sehingga semua kandungan umpannya dapat terekstraksi dengan baik dan rata. (lihat Gambar 2.3).

2.6 Proses *Carbon In Column*, *Carbon In Pulp* dan *Carbon In Leach* (Proses Adsorpsi)

Keseluruhan proses adsorpsi-desorpsi ini melibatkan tahap-tahap berikut :

1. Adsorpsi senyawa emas sianida kompleks oleh karbon.
2. Pencucian untuk mengeluarkan larutan terjebak.
3. Desorpsi, biasanya menggunakan larutan 0,2 % NaCN dan 1 % NaOH pada 90° C.
4. Pencucian asam untuk mengeluarkan presipitat CaCO₃.
5. Pencucian karbon dengan air untuk membebaskan dari larutan yang terjebak.
6. *Dewatering*, aktivasi dengan cara pemanasan pada 700° C selama 30 menit tanpa udara, kemudian *quenching*, dan *recycling*.



Gambar 2.3
Model Instalasi Pengolahan Bijih Emas *Heap Leaching* (Muaffan,2018)

3.2 Analisis Mineralogi Pada Bijih Emas

3. Hasil dan Pembahasan

3.1 Metode *Heap leaching*

Penambangan bijih emas pada pertambangan rakyat di daerah Kertajaya, Sukabumi dilakukan menggunakan sistem tambang bawah tanah dengan metode *gophering/coyoting* secara tradisional. Untuk memperolehnya diperlukan teknik penambangan yang tepat dan kemudian teknik pengolahan yang cermat pula untuk menghasilkan perolehan emas yang tinggi. Dalam pengolahan emas secara umum terdapat beberapa metode pengolahan, namun pada tambang rakyat metode yang sering digunakan adalah metode sianida (*heap leaching*) karena metode ini membutuhkan waktu yang sedikit lama tetapi hasil emas yang diperoleh bisa mencapai 55-65%.

Dari analisis mineralogi batuan bijih emas asal Tanjakan Geusik menggunakan XRD diperoleh bahwa komposisi mineral dalam batuanannya adalah

kuarsa, pirit, kalkopirit, sphalerit, arsenopirit, kovelit dan limonit. Mineral pirit (FeS₂) merupakan tanda bahwa native dan elektum adalah sebagai mineral pembawa emas. Kehadiran elektum (Au, Ag) menyebabkan kinetika kelarutan emas lebih lambat dibandingkan native karena konsentrasi sianida yang dikonsumsi tinggi, sedangkan recovery emas yang didapat tidak terlalu tinggi. Demikian juga cebakan emas yang mengandung pirit dan arsenopirit memberi kecenderungan bahwa emas secara kimia terikat pada arsenik dalam mineral tersebut. Dalam hal ini kehadiran mineral pirit dan arsenopirit

mengindikasikan bahwa atom emas mengganti arsenik atau atom besi dalam sulfida.

3.3 Identifikasi Limbah Dari Pengolahan Emas

Setelah dilakukannya beberapa tahap dalam pengolahan emas dengan menggunakan metode *heap leaching* atau sianidasi maka bisa dilihat bahwasannya nantinya akan menyisakan limbah dari sisa pengolahan tersebut. Karena dalam pengolahan tersebut menggunakan sianida sebagai pemisah emas dari batuan induknya, dan juga batuan akan menjadi tailing (sisa dari pengolahan emas). Dalam penelitian ini hanya berskala kecil untuk penggunaan sianida dan batuan induknya sehingga bisa dikondisikan untuk kedua limbah tersebut dan tidak mencemari lingkungan setempat.

Perlu adanya penelitian lanjutan untuk mengetahui baku mutu kualitas air yang bisa membahayakan daerah setempat apabila sungai tersebut digunakan oleh masyarakat, dan bisa mencemari makhluk hidup yang berada disungai tersebut.



Sumber: Maharani Rindu Widara, 2016

Gambar 3.1
Salah Satu Proses Pembakaran Abu Yang Mengandung Logam Emas

3.4 Pengelolaan Limbah Dari Sisa Pengolahan Emas
Dalam suatu pengolahan bijih emas menghasilkan suatu limbah yaitu berupa tailing dan air sianida dan agar tidak mencemari masyarakat setempat maka perlu adanya pengelolaan untuk limbah tersebut.

1. Tailing

Tailing merupakan limbah proses pengolahan mineral yang butirannya berukuran relative halus, sebagai

limbah sisa pengolahan batuan tailing masih mengandung mineral-mineral seperti kuarsa, dolomit, kalsit, anhidrit, clay, oksidasi besi.

Dalam kegiatan penambangan yang dilakukan pada daerah Kertajaya, Sukabumi diawali dengan menggali lubang secara vertikal mengikuti arah emas yang ada, dari kegiatan ini menghasilkan limbah padat yang dibuang begitu saja disekitar lubang pertambangan, masyarakat setempat menyebutnya dengan istilah *gampingan*.

Selain itu setelah dilakukan tahapan-tahapan dalam pengolahan emas maka terdapat batuan yang tidak mengandung emas ini dibuang begitu saja (ditumpuk) disekitar lokasi penambangan.

Sehingga untuk mencegah atau mengurangi pencemaran lingkungan bagi masyarakat penambang atau pengolah bijih emas yaitu dengan membuat bata cetak dari limbah hasil pengolahan bijih emas. Melalui penyiapan bahan dan peralatan (crusher, *homogenizer*, alat cetak tekan, oven, tailing pengolahan bijih emas, feldspar, cairan kimia, air), simulasi benda uji bata cetak untuk memperoleh besaran parameter pencetakan yang tepat agar diperoleh hasil yang optimal, selanjutnya proses pencampuran, pencetakan, pengeringan.

2. Sianida

Sianida adalah senyawa sianida (CN) yang dikenal sebagai racun yang mudah terbakar, sianida mempunyai berat molekul 27,08, nilai hirup menyebabkan pingsan dan bahkan kematian.

Tingkat racun dari sianida di dalam air tergantung dari konsentrasi sianida, bahan berbahaya dan beracun dalam konsentrasi tertentu bila termakan manusia dapat membahayakan kesehatan.

Sehingga perlu diperhatikan untuk pengelolaan dari sianida dari air buangan yaitu dengan merusak atau mengoksidasi sianida dengan klor aktif. Sianida teroksidasi menjadi sianida CNO, dan akhirnya menjadi CO₂ dan N₂.

Pengolahan dengan klor aktif dilakukan dengan menaikkan pH larutan terlebih dahulu antara lain dengan penambahan NaOH, kemudian diberi klor aktif atau kaporit atau natrium hipoklorit.

Kesimpulan

1. Metode *Heap leaching* cocok untuk tambang rakyat karena mengeluarkan biaya produksi yang kecil dan tidak memerlukan peralatan sederhana.
2. Limbah sianida perlu adanya penambahan klor aktif atau kaporit sebagai penetral sehingga ketika dibuang tidak membahayakan makhluk hidup.
3. Limbah tailing bisa digunakan sebagai bata batako yang nantinya bisa membantu masyarakat sebagai bahan bangunan yang ramah lingkungan.

Saran

Diharapkan untuk masyarakat selain menghasilkan hasil dari pengolahan bijih emas tetapi juga memanfaatkan sisa limbah-limbah padat yang ada pada daerah tersebut, agar sisa-sisa limbah tidak yang bertumpuk dari hasil sisa penambangan maupun pengolahan tidak hanya tertumpuk tetapi bisa bermanfaat untuk masyarakat sekitar.

Daftar Pustaka

- Bobby J.P, dkk. 2002. “ *Pendugaan Kandungan Merkuri dan Sianida Di Daerah Aliran Sungai (DAS) Buyat Minahasa*”. Universitas Sam Ratulangi.
- Diantoro, Yimi, 2010. *Emas Investasi dan Pengolahannya*. Jakarta: PT Gramedia Pustaka Utama.
- Firman, A, dkk. 2014 “ *Pemanfaatan Tailing Pengolahan Emas Untuk Pembuatan Bata Beton (Paving Block)*. UPT Loka Uji Teknik Penambangan Jampang Kulon LIPI.
- Hendrawati, Alfiana, 2012. “*Identifikasi Intrusi Limbah Pertambangan Emas Liar dengan Menggunakan Metode Geolistrik 3D Studi Kasus Desa Jendi Kecamatan Selogiri Kabupaten Wonogiri.*” Universitas Negeri Semarang
- Israwaty, Ila, 2013. *Studi Pemisahan Emas dari Batuan Bijih Emas Asal Daerah Poboya (Sulawesi Tengah) dengan Menggunakan Teknik Flotation and Sink dengan Media Tetrabromoetana (TBE)*. Makassar: Universitas Negeri Makassar.
- Muaffan, A M. 2018 “*Optimasi Perolehan Recovery Emas pada Pengolahan Bijih Emas Metode Heap Leaching di Desa Kertajaya Kec. Simpenan Kab. Sukabumi Prov. Jawa Barat.*” Jurusan Teknik Pertambangan Universitas Palangkaraya.
- Puspitaningrum, DW, 2013. *Ekstraksi Emas Dari Batuan Menggunakan Metode Sianidasi Dan Amalgamasi Dengan Penambahan Ketela Pohon*. Jember: Universitas Jember.
- Satmoko, Y, dkk. 2005.” *Pengolahan Air Limbah Industri Kecil Pelapisan Logam*”. Kelompok Teknologi Air Bersih dan Limbah cair, Pusat Pengkajian dan Penerapan Teknologi Lingkungan, BPPT.
- Widara, R M. 2016 “*Pengaruh Konsentrasi Sodium Emas Pada Pengolahan Bijih Emas Metode Heap Leaching Didesa Kertajaya Kec. Simpenan Kab. Sukabumi*. Jurusan Teknik Pertambangan ITATS
- Widodo, 2010.” *Pemanfaatan Tailing Pengolahan Bijih Emas Cara Amalgamasi Untuk Bata Cetak*”. UPT Loka Uji Teknik Penambangan Jampang Kulon LIPI.

ESTIMASI SUMBERDAYA TANAH URUG MENGGUNAKAN METODE KONTUR DI IUP TANAH URUG NGADIMIN, DESA HARGOMULYO, KECAMATAN KOKAP, KABUPATEN KULON PROGO, DIY

Hananto Dwi Kurniawan, Abdul Rauf, Inmarlinianto

Prodi Teknik Pertambangan UPN “Veteran” Yogyakarta
No. Hp 085728211146, Email: hanantodwi20@gmail.com

ABSTRACT

Ngadimin IUP is one of the landfill mines in the Kulon Progo Regency, Yogyakarta Special Province. This research was conducted to provide an estimate of the quantity of iron sand resources in Hargomulyo Village, Kokap District, Kulon Progo Regency, with a research area of 5.2 Ha. Based on the topography, geology, and genesis conditions in the study area, the estimation of resources and reserves at the study site was carried out using the Contour method with the guidelines for Rule of Gradual Change. Another basic consideration is the use of this method because the iron sand deposits in the study area have high homogeneity, are easy to implement, fast and the estimation results are quite accurate. Calculation of estimated iron sand resources using the contour method starts from the highest contour elevation, which is 42 masl to the lowest elevation contour which is 75 masl. The study also calculated the estimated level of accuracy based on several contour intervals, namely 1 m, 2 m, 5 m, and Each Hill contour interval. The calculation results using the Contour method with the Rule of Gradual Changes guideline obtained urug soil volume of 652,084.3 m³ in the field method volume of 1 m contour interval, 704,086.6 m³ in the field method of 2 m contour interval volume, 760,064.2 m³ in volume field method 5 m contour interval, and 643,151.6 m³ in the field method of contour interval volume for each hill. The field method of contour interval volume for each hill is used as a reference as the accuracy of resource estimation.

The most accurate results of contour interval research are the method of per-hill volume intervals in topographic conditions at the location of this study after that followed by the method of volume field interval 1 m with an accuracy rate of 98.61%, then the method of field volume volume contour 2 m with an accuracy level of 90, 53%, and the field method of volume 5 m contour intervals with an accuracy rate of 81.82%. Iron sand resources in this research area fall into the category of Inferred Mineral Resources, because the quality and quantity are obtained at the general exploration stage.

Keywords: Rule of Gradual Change, estimation, volume interval.

RINGKASAN

IUP Ngadimin merupakan salah satu tambang tanah urug di wilayah Kabupaten Kulon Progo, Provinsi Daerah Istimewa Yogyakarta. Penelitian ini dilakukan untuk memberikan estimasi kuantitas sumberdaya pasir besi di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, dengan luas daerah penelitian 5,2 Ha. Berdasarkan keadaan topografi, geologi, dan genesa pada daerah penelitian maka estimasi sumberdaya dan cadangan di lokasi penelitian dilakukan dengan menggunakan metode Kontur dengan pedoman *Rule of Gradual Change*. Perhitungan estimasi sumberdaya pasir besi dengan menggunakan metode Kontur dimulai dari kontur elevasi tertinggi yaitu 42 mdpl sampai kontur elevasi terendah yaitu 75 mdpl. Penelitian juga menghitung tingkat akurasi estimasi berdasarkan beberapa interval kontur yaitu interval kontur 1 m, 2 m, 5m, dan Tiap Bukit. Hasil perhitungan menggunakan metode Kontur dengan pedoman *Rule of Gradual Changes* diperoleh volume tanah urug sebesar 652.084,3 m³ pada metode perbidang volume interval kontur 1 m, 704.086,6 m³ pada metode perbidang volume interval kontur 2 m, 760.064,2 m³ pada metode perbidang volume interval kontur 5 m, dan 643.151,6 m³ pada metode perbidang volume interval kontur tiap bukit..

Hasil penelitian interval kontur yang paling akurat adalah metode perbidang volume interval tiap bukit pada keadaan topografi di lokasi penelitian ini setelah itu diikuti metode perbidang volume interval 1 m dengan tingkat akurasi 98,61 %, lalu metode perbidang volume interval kontur 2 m dengan tingkat akurasi 90,53 %, dan metode perbidang volume interval kontur 5 m dengan tingkat akurasi 81,82 %. Sumberdaya pasir besi di daerah penelitian ini masuk dalam kategori sumberdaya mineral teroka (*Inferred Mineral Resource*), karena kualitas dan kuantitasnya diperoleh sudah pada tahap eksplorasi umum.

Kata Kunci : *Rule of Gradual Change*, estimasi, volume interval.

I. Pendahuluan

1.1. Latar Belakang

Indonesia merupakan negara berkembang yang kaya akan potensi sumberdaya alam yang dimilikinya. Ada banyak potensi yang masih belum terekplorasi yang bisa dimanfaatkan demi kepentingan orang banyak. Pada masa mendatang diperkirakan pembangunan di Indonesia akan mengalami peningkatan sejalan dengan kembali dimulainya pembangunan perumahan maupun pembangunan sektor konstruksi lainnya seperti jalan, jembatan dan sebagainya yang menyebabkan permintaan bahan baku konstruksi dan industri meningkat, utamanya bahan galian yaitu tanah urug.

Untuk mengetahui kuantitas sumberdaya tanah urug tersebut perlu dilakukan estimasi sumberdaya. Estimasi sumberdaya berperan penting dalam menentukan jumlah, kualitas dan kemudahan dalam eksplorasi secara komersial dari suatu endapan. Sebab hasil dari estimasi sumberdaya yang baik dapat menentukan investasi yang akan ditanam oleh investor, penentuan sasaran produksi, cara penambangan yang akan dilakukan bahkan dalam memperkirakan waktu yang dibutuhkan oleh perusahaan dalam melaksanakan usaha penambangannya.

Untuk mengetahui besarnya kuantitas tanah urug di daerah penelitian maka perlu adanya estimasi sumberdaya tanah urug berdasarkan data yang ada di lapangan dan perusahaan. Dari data tersebut nantinya dapat dilakukan estimasi sumberdaya dengan metode kontur dengan pedoman *Rule of Gradual Changes* dan *Rule of Nearest Point*. Dari

1.3. Tujuan Penelitian

- Maksud dan tujuan dari penelitian ini adalah
1. Mengestimasi sumberdaya tanah urug di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, dengan menggunakan metode kontur.
 2. Menghitung kesalahan absolute sumberdaya tanah urug di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo.
 3. Menghitung akurasi estimasi sumberdaya tanah urug di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo.
 4. Mengklasifikasikan sumberdaya tanah urug di daerah penelitian.

1.4. Batasan Masalah

Batasan masalah dalam penelitian ini adalah sebagai berikut :

1. Penelitian dilakukan hanya di wilayah pertambangan tanah urug Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Yogyakarta.
2. Metode yang digunakan untuk menghitung sumberdaya tanah urug menggunakan metode kontur dengan pedoman *rule of*

hasil penelitian diharapkan dapat memberikan informasi seluas-luasnya tentang potensi dan manfaatnya.

Dalam penaksiran sumberdaya ada beberapa metode yang bisa digunakan untuk mengestimasi besarnya sumberdaya tanah urug seperti metode poligon, metode kontur, metode penampang (kontur) atau metode geometri lainnya. Dalam penelitian ini metode yang dipergunakan adalah menggunakan metode kontur. Metode kontur ini dipilih karena metode ini sederhana, mudah diterapkan, mudah dipahami, mudah diadaptasikan dengan semua endapan mineral, dan waktu penyelesaian estimasi berlangsung cepat serta cocok diterapkan pada endapan tanah urug yang pada umumnya memiliki homogenitas tinggi.

Untuk mencukupi kebutuhan material industri berupa tanah urug yang diperkirakan cukup tinggi pada beberapa tahun ke depan, perusahaan

berupaya untuk membuka penambangan tanah urug baru di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulonprogo, Daerah Istimewa Yogyakarta. Dengan adanya penambangan ini, diharap nantinya dapat memenuhi kebutuhan tanah urug di pasaran

1.2. Rumusan Masalah

Untuk mengetahui besarnya kuantitas tanah urug di daerah penelitian maka perlu adanya estimasi sumberdaya tanah urug berdasarkan data yang ada di lapangan dan perusahaan. Dari data tersebut nantinya dapat dilakukan estimasi sumberdaya dengan metode kontur dengan pedoman *Rule of Gradual Changes* dan *Rule of Nearest Point*.

gradual changes dan *rule of nearest point*.

3. Permodelan sumberdaya tanah urug menggunakan *software AutoCad 2007*.

1.5. Tahapan Penelitian

Dalam hal ini diuraikan tahap-tahap pemecahan masalah yang ada selama penelitian dilakukan. Adapun metode penelitian yang dilakukan antara lain:



Gambar 1 Diagram Alir Metode Penelitian

1.5.1. Studi Literatur

Studi literatur dilakukan dengan mencari bahan pustaka yang menunjang kegiatan estimasi

sumberdaya kali ini. Adapun bahan penunjang tersebut antara lain jurnal, karya tulis ilmiah serta buku-buku yang berisi informasi tentang eksplorasi dan estimasi sumberdaya tanah urug, peta daerah penelitian, tabel penunjang serta data-data yang berhasil dihimpun dari Perusahaan.

1.5.2. Observasi Lapangan

Maksud dari observasi lapangan adalah melakukan pengamatan secara langsung terhadap kondisi lapangan daerah penelitian, luas daerah, serta kesampaian daerah khususnya rencana penambangan tanah urug di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Yogyakarta yang akan dilakukan estimasi sumberdayanya.

1.5.3. Pengambilan Data

Pengambilan dan pengumpulan data yang diperlukan dalam melakukan estimasi sumberdaya berupa data sekunder. Data sekunder dikumpulkan dengan cara inventarisasi dari perusahaan antara lain adalah peta topografi original, peta geologi, data hasil pengujian laboratorium tanah urug dan data profil perusahaan.

1.5.4. Pengolahan Data

Data yang didapatkan dilapangan berupa peta topografi diolah guna mengetahui jumlah estimasi sumberdaya tanah urug di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Yogyakarta. Pengolahan data tersebut dilakukan dengan membuat penampang pada tiap sayatan menggunakan bantuan *Software AutoCad 2007* sehingga dihasilkan permodelan penyebaran tanah urug yang dapat dilihat berupa penampang yang memiliki jarak serta ketebalan.

1.5.5. Hasil Penelitian

Hasil penelitian berdasarkan pengolahan data serta analisis data yang telah dilakukan yaitu berupa estimasi jumlah sumberdaya berupa volume dalam m^3

1.6. Manfaat Penelitian

Berdasarkan tujuan penulisan, manfaat yang diinginkan dari hasil penelitian ini adalah dapat mengetahui besarnya sumberdaya tanah urug yang ada di daerah penelitian sehingga diharapkan nantinya mengoptimalkan penambangan sehingga akan lebih mudah untuk dilakukan kegiatan. Hasil penelitian ini juga dapat dijadikan saran serta evaluasi dalam rangka upaya pengelolaan tanah urug sehingga dapat dimanfaatkan oleh berbagai aspek baik oleh pemerintah setempat, pihak pengelola, masyarakat, dan mahasiswa lainnya.

II. TINJAUAN UMUM

2.1. Lokasi dan Kesampaian Daerah

Lokasi IUP Tanah Urug Ngadimin terletak di Dusun

Kadigunung, Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap, Kabupaten Kulon Progo, Daerah Istimewa Yogyakarta, yang dapat ditempuh dari kota Wates dalam waktu ± 10 menit menggunakan kendaraan roda dua maupun roda empat., daerah IUP seluas 5,2 Ha dengan batas daerah:

- 1) Sebelah Utara berbatasan dengan Pemakaman warga Padukuhan Kadigunung.
- 2) Sebelah Barat berbatasan dengan Dusun Kadigunung.
- 3) Sebelah Selatan berbatasan dengan Jalan Padukuhan Kadigunung.
- 4) Sebelah Timur berbatasan dengan Jalan Kabupaten

Secara astronomis terletak pada $7^{\circ} 51'10.30'' - 7^{\circ} 51'13.80''$ Lintang Selatan dan $110^{\circ} 03'40.50'' - 110^{\circ} 03'48.70''$ Bujur Timur. Lokasi penambangan dapat ditempuh melalui perjalanan darat berupa jalan aspal dengan menggunakan kendaraan bermotor baik sepeda motor maupun mobil melalui beberapa jalan alternatif :

1. Jalan utama menuju ke lokasi menggunakan jalur Selatan dan Barat melalui kota Sentolo dan Wates hingga mencapai persimpangan Pasar Pripih. Dari persimpangan jalan utama, selanjutnya mengikuti jalan perkampungan menuju utara sampai ke lokasi penelitian.
2. Jalan lain yang dapat digunakan sebagai jalan alternatif menuju lokasi dari Yogyakarta adalah ke arah Selatan menuju kota Bantul kemudian ke Barat menuju Sungai Progo dan kota Kulon Progo
3. Dari arah Yogyakarta ditempuh kurang lebih 60 menit, ke arah Barat melalui jalan Yogya-Wates ke arah utara menuju kecamatan Pengasih untuk sampai ke kecamatan Kokap dan melewati jalan desa Hargomulyo berupa jalan cor untuk menuju ke lokasi penambangan.



Sumber: IUP Tanah Urug Ngadimin, Yogyakarta

Gambar 2 Peta Lokasi IUP Tanah Urug Ngadimin

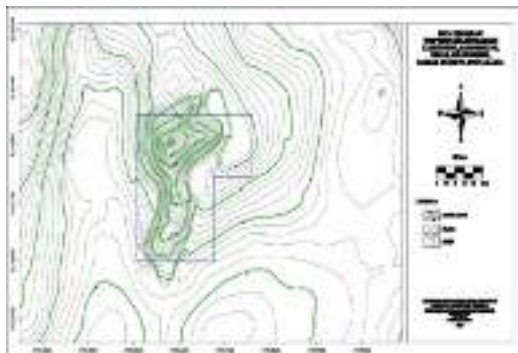
III. Hasil

Metode penaksiran Sumberdaya yang digunakan untuk menghitung potensi Sumberdaya Tanah Urug di IUP Ngadimin adalah Metode Kontur dengan pedoman *Rule of Gradual Changes* dan *Rule of Nearest Point*. Pemilihan metode tersebut didasarkan atas sifat Tanah Urug yang bersifat homogen, perhitungan yang sederhana dan mudah dimengerti. Metode Kontur dipilih dengan mempertimbangkan bahan galian yang akan diteliti.

3.1. IUP EKSPLORASI

Peta yang digunakan sebagai dasar informasi dari pemetaan ini menggunakan Peta Topografi yang resmi dikeluarkan oleh perusahaan dan pemetaan dengan skala 1 : 100. Tujuan dari pemetaan ini adalah untuk menyediakan peta dasar bagi aktifitas selanjutnya seperti estimasi sumberdaya dengan menggunakan metode kontur, estimasi cadangan, kegiatan penambangan, batas-batas wilayah IUP, dokumen dinas pertambangan, sehingga akan mempermudah untuk melakukan kegiatan penambangan selanjutnya. Bentuk topografi daerah penelitian adalah dataran rendah dengan kontur tertinggi berada pada 75 mdpl dan kontur terendah berada pada 42 mdpl. Luas dari wilayah IUP eksplorasi adalah seluas 5.200.000 m² (dapat dilihat pada Gambar 4.1).

Daerah penelitian berada di Desa Hargomulyo, Kecamatan Kokap. Pengamatan yang dilakukan secara visual dilapangan menunjukkan bahwa, deposit Tanah Urug yang tersingkap di IUP Tanah Urug Ngadimin menunjukkan warna cokelat kekuningan, dengan penyebaran luas, dengan tekstur beragam kasar dan halus, dengan ketebalan deposit bahan galian tersebut tidak merata. Kondisi yang lain adalah bahan galian Tanah Urug tersebut dibagian atas sifatnya basah-kering, sedangkan makin ke arah bawah menjadi semakin basah.



Gambar 3. Peta Topografi Wilayah IUP Daerah Penelitian

Tabel .1. Koordinat Batas Wilayah IUP Daerah

No	Lintang Selatan			Bujur Timur		
	Derajat	Menit	Detik	Derajat	Menit	Detik
1	7	51	10.30	110	3	40.50
2	7	51	18.60	110	3	40.50
3	7	51	18.60	110	3	46.00
4	7	51	13.80	110	3	46.00
5	7	51	13.80	110	3	48.70
6	7	51	10.30	110	3	48.70

3.2. Pola Sebaran Endapan Tanah Urug

Dari pengamatan di lapangan didapatkan tanah pada lokasi WIUP Ngadimin mempunyai ciri-ciri berwarna coklat hingga keabu-abuan, berukuran lempunagn hingga pasir halus, dan memperlihatkan beberapa bongkah sisa pelapukan andesit. Berdasarkan pengukuran topografi dan analisis morfologi dengan melihat bentuk morfologinya endapan tanah urug di lokasi penelitian secara 3 dimensi berbentuk perbukitan sesuai dengan bentuk morfologinya dengan mengetahui bentuk endapannya maka potensi sumber daya tanah urug dapat dihitung.

3.3. Perhitungan Estimasi Sumberdaya Interval Kontur 1 Meter

Pada metode kontur perhitungan yang dilakukan dengan menggunakan pedoman perubahan bertahap (*rule of gradual change*). Pada metode kontur tidak menggunakan pedoman titik terdekat (*rule of nearest point*) dengan alasan kondisi endapan mineral dianggap sama disepanjang garis lurus yang menghubungkan dua titik pengamatan dan juga karena Tanah Urug mempunyai sifat homogenitas yang tinggi. Sehingga dengan menggunakan pedoman perubahan bertahap (*rule of gradual change*) perhitungan sudah cukup akurat. Adapun langkah - langkah yang dilakukan adalah sebagai berikut :

1. Membuat garis kontur pada peta topografi daerah penelitian dengan jarak antar elevasi 1m sesuai dengan keadaan geologi yang diasumsikan dapat mewakili daerah sekitarnya (gambar 4.1).
2. Setelah itu menghitung luas dari masing - masing kontur dengan menggunakan sistem koordinat.

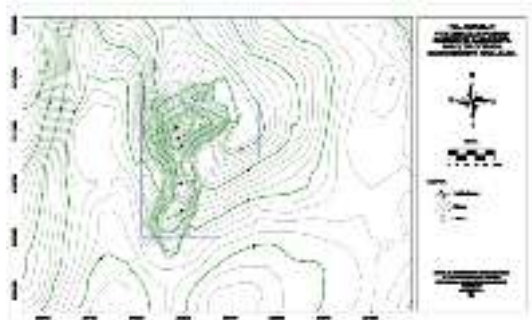
Tabel 2. Data Luasan Setiap Elevasi dengan Interval 1 Meter

Estimasi Sumberdaya Tanah Urug dengan Metode Kontur....Hananto, dkk.

No.	Elevasi	Luas	No.	Elevasi	Luas
		(m ²)			(m ²)
1	75	114,8	18	58	13774,9
2	74	297,0	19	57	15241,3
3	73	552,1	20	56	17056,0
4	72	890,5	21	55	18815,1
5	71	1340,0	22	54	30545,3
6	70	1895,0	23	53	29297,6
7	69	2450,2	24	52	31711,9
8	68	3053,0	25	51	34807,7
9	67	3779,8	26	50	37868,9
10	66	4576,0	27	49	39689,8
11	65	5528,7	28	48	41481,3
12	64	6411,6	29	47	42854,2
13	63	7318,5	30	46	44281,5
14	62	8269,5	31	45	46429,2
15	61	9429,4	32	44	48414,8
16	60	10712,0	33	43	50243,1
17	59	12214,2	42	42	52193,6

Dari tabel 4.2 dapat dilihat bahwa luas kontur terbesar terdapat pada elevasi 42 mdpl yaitu sebesar 52.193,6 m² sedangkan luas kontur terkecil terdapat pada elevasi 75 mdpl yaitu sebesar 114,8 m², hal ini dapat terjadi bila pada daerah penelitian di lapangan merupakan bentuk lereng.

- Menghitung volume Tanah Urug secara keseluruhan dengan menggunakan rumus *Mean Area* dan rumus *Fustrum*. Hasil perhitungan volume dicantumkan dalam Lampiran A



Gambar 3. Peta Topografi Wilayah IUP 1 Meter

- Melakukan penaksiran sumberdaya dengan dibuat sebanyak 4 jarak elevasi yaitu tiap bukit, 1m, 2m, 5m, secara berturut - turut (elevasi 42 m sampai dengan elevasi 75 m).

Tabel 3. Sumberdaya Tanah Urug Berdasarkan Interval Kontur 1 Meter

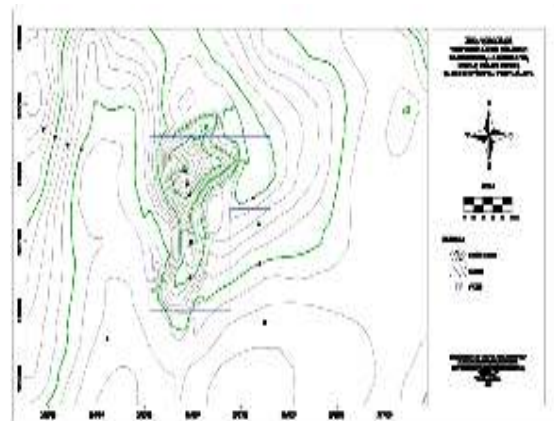
Blok	Elevasi (m)	Luas (m ²)	Perbandingan Luas (L1:L2)	Rumus	Volume (m ³)	Blok	Elevasi (m)	Luas (m ²)	Perbandingan Luas (L1:L2)	Rumus	Volume (m ³)
1	75	114,8	0,4	Frustum	205,9	18	58	13774,9	0,9	Mean Area	14501,9
	74	297,0				57	15241,3				
2	74	297,0	0,5	Mean Area	418,0	19	57	15241,3	0,9	Mean Area	16140,2
	73	552,1				56	17056,0				
3	73	552,1	0,6	Mean Area	714,6	20	56	17056,0	0,7	Mean Area	20397,3
	72	890,5				55	23932,3				
4	72	890,5	0,7	Mean Area	1107,6	21	55	18815,1	0,7	Mean Area	22831,9
	71	1340,0				54	27100,0				
5	71	1340,0	0,7	Mean Area	1609,5	22	55	5117,1	1,5	Mean Area	4253,8
	70	1895,0				54	3445,3				
6	70	1895,0	0,8	Mean Area	2166,7	23	54	30545,3	1,0	Mean Area	29919,3
	69	2450,2				53	29297,6				
7	69	2450,2	0,8	Mean Area	2746,1	24	53	29297,6	0,9	Mean Area	30496,8
	68	3053,0				52	31711,9				
8	68	3053,0	0,8	Mean Area	3409,9	25	52	31711,9	0,9	Mean Area	33247,8
	67	3779,8				51	34807,7				
9	67	3779,8	0,8	Mean Area	4171,6	26	51	34807,7	0,9	Mean Area	36327,6
	66	4576,0				50	37868,9				
10	66	4576,0	0,8	Mean Area	5044,9	27	50	37868,9	1,0	Mean Area	38775,8
	65	5528,7				49	39689,8				
11	65	5528,7	0,9	Mean Area	5964,7	28	49	39689,8	1,0	Mean Area	40582,3
	64	6411,6				48	41481,3				
12	64	6411,6	0,9	Mean Area	6860,1	29	48	41481,3	1,0	Mean Area	42165,9
	63	7318,5				47	42854,2				
13	63	7318,5	0,9	Mean Area	7793,8	30	47	42854,2	1,0	Mean Area	43565,9
	62	8279,0				46	44281,5				
14	62	8279,0	0,9	Mean Area	8847,9	31	46	44281,5	1,0	Mean Area	45351,1
	61	9429,4				45	46429,2				
15	61	9429,4	0,9	Mean Area	10063,9	32	45	46429,2	1,0	Mean Area	47418,6
	60	10712,0				44	48414,8				
16	60	10712,0	0,9	Mean Area	11454,9	33	44	48414,8	1,0	Mean Area	49326,1
	59	12214,2				43	50243,1				
17	59	12214,2	0,9	Frustum	12986,8	34	43	50243,1	1,0	Mean Area	51215,3
	58	13774,9				42	52193,6				
TOTAL VOLUME											652084,3

Total Sumberdaya Tanah Urug= 652.084,3 m³

3.4. Perhitungan Estimasi Sumberdaya Interval Kontur 2 Meter

Adapun langkah - langkah yang dilakukan adalah sebagai berikut :

- Membuat garis kontur pada peta topografi daerah penelitian dengan jarak antar elevasi 2 m sesuai dengan keadaan geologi yang diasumsikan dapat mewakili daerah sekitarnya (gambar 4.2).
- Setelah itu menghitung luas dari masing-masing kontur dengan menggunakan sistem koordinat.



Gambar 4 Peta Topografi Wilayah IUP 2 Meter

- Menghitung volume Tanah Urug secara keseluruhan dengan menggunakan rumus *Mean Area* dan rumus *Fustrum*. Hasil perhitungan volume dicantumkan dalam

Estimasi Sumberdaya Tanah Urug dengan Metode Kontur....Hananto, dkk.

Lampiran A.

Tabel 4 Data Luasan Setiap Elevasi dengan Interval 2 Meter

No.	Elevasi	Luas (m ²)	No.	Elevasi	Luas (m ²)
1	75	114,8	10	57	15241,3
2	73	552,1	11	55	18815,1
3	71	1340,0	12	53	29297,6
4	69	2450,2	13	51	34807,7
5	67	3779,8	14	49	39689,8
6	65	5528,7	15	47	42854,2
7	63	7318,5	16	45	46429,2
8	61	9429,4	17	43	50243,1
9	59	12214,2		42	52193,6

Dari tabel 4.4 dapat dilihat bahwa luas kontur terbesar terdapat pada elevasi 42 mdpl yaitu sebesar 52193.6 m² sedangkan luas kontur terkecil terdapat pada elevasi 75 mdpl yaitu sebesar 114.8 m².

Tabel 5. Sumberdaya Tanah Urug Berdasarkan Interval Kontur 2 Meter

Blok	Elevasi (m)	Luas (m ²)	Perbandingan Luas (L1:L2)	Rumus	Volume (m ³)
1	75	114,8	0,2	Frustum	666,9
	73	552,1			
2	73	552,1	0,4	Frustum	1892,1
	71	1340,0			
3	71	1340,0	0,5	Mean Area	3734,8
	69	2450,2			
4	69	2450,2	0,6	Mean Area	6182,2
	67	3779,8			
5	67	3779,8	0,7	Mean Area	9253,3
	65	5528,7			
6	65	5528,7	0,8	Mean Area	12805,5
	63	7318,5			
7	63	7318,5	0,7	Mean Area	17923,1
	61	10712,0			
8	61	10712,0	0,9	Mean Area	22909,9
	59	12214,2			
9	59	12214,2	0,8	Mean Area	27399,7
	57	15241,3			
10	57	15241,3	0,6	Mean Area	38848,2
	55	23932,3			
11	55	23932,3	0,8	Mean Area	53139,5
	53	29297,6			
12	53	29297,6	0,8	Mean Area	64026,2
	51	34807,7			
13	51	34807,7	0,9	Mean Area	74444,2
	49	39689,8			
14	49	39689,8	0,9	Mean Area	82523,8
	47	42854,2			
15	47	42854,2	0,9	Mean Area	89259,6
	45	46429,2			
16	45	46429,2	0,9	Mean Area	96647,2
	43	50243,1			
17	43	50243,1	1,0	Mean Area	102430,5
	42	52193,6			
TOTAL VOLUME					704086,6

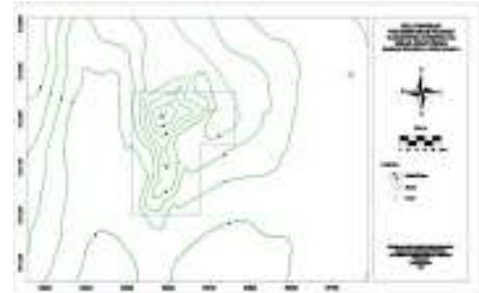
Total Sumberdaya Tanah Urug= 704.086,6 m³

3.5. Perhitungan Estimasi Sumberdaya Interval Kontur 5 Meter

Adapun langkah - langkah yang dilakukan adalah

sebagai berikut :

1. Membuat garis kontur pada peta topografi daerah penelitian dengan jarak antar elevasi 5m sesuai dengan keadaan geologi yang diasumsikan dapat mewakili daerah sekitarnya (gambar 4.3).
2. Setelah itu menghitung luas dari masing - masing kontur dengan menggunakan sistem koordinat.



Gambar 5 Peta Topografi Wilayah IUP Daerah Penelitian Kontur 5 Meter

3. Menghitung volume Tanah Urug secara keseluruhan dengan menggunakan rumus *Mean Area* dan rumus *Fustrum*. Hasil perhitungan volume dicantumkan dalam Lampiran A

Tabel 6. Data Luasan Setiap Elevasi dengan Interval 5 Meter

No.	Elevasi	Luas (m ²)	No.	Elevasi	Luas (m ²)
1	75	114,8	5	55	18.815,1
2	70	1895,0	6	50	37.868,9
3	65	5528,7	7	45	46.429,2
4	60	10712,0	42	42	52.193,6

Dari tabel 4.6 dapat dilihat bahwa luas kontur terbesar terdapat pada elevasi 42 mdpl yaitu sebesar 52193.6 m² sedangkan luas kontur terkecil terdapat pada elevasi 75 mdpl yaitu sebesar 114.8 m².

Tabel 7. Sumberdaya Tanah Urug Berdasarkan Interval Kontur 5 Meter

Blok	Elevasi (m)	Luas (m ²)	Perbandingan Luas (L1:L2)	Rumus	Volume (m ³)
1	75	114,8	0,1	Frustum	5024,5
	70	1895,0			
2	70	1895,0	0,3	Frustum	18559,5
	65	5528,7			
3	65	5528,7	0,5	Mean Area	39894,2
	60	10712,0			
4	60	10712,0	0,4	Frustum	86610,8
	55	23932,3			
5	55	23932,3	0,6	Mean Area	153176,4
	50	37868,9			
6	50	37868,9	0,8	Mean Area	210382,3
	45	46429,2			
7	45	46429,2	0,9	Mean Area	246416,6
	42	52193,6			
TOTAL VOLUME					760064,2

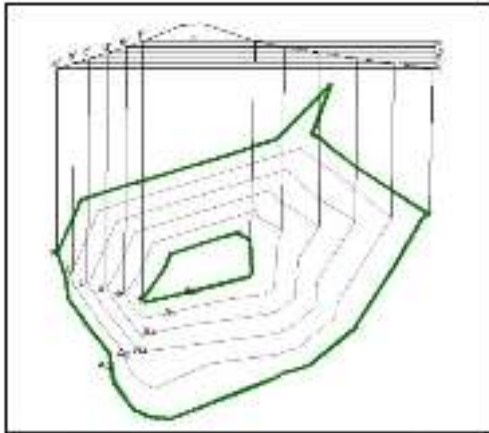
Total Sumberdaya Tanah Urug = 760.064,2 m³

3.6. Perhitungan Estimasi Sumberdaya Metode Perbidang

Estimasi Sumberdaya Tanah Urug dengan Metode Kontur....Hananto, dkk.

Adapun langkah - langkah yang dilakukan adalah sebagai berikut :

1. Membuat garis kontur pada peta topografi daerah penelitian dengan jarak antar elevasi 5m sesuai dengan keadaan geologi yang diasumsikan dapat mewakili daerah sekitarnya (gambar 4.3).
2. Setelah itu menghitung luas dari masing - masing kontur dengan menggunakan sistem koordinat.



Gambar 6. Ilustrasi Jarak Kontur Linier

3. Menghitung volume Tanah Urug secara keseluruhan dengan menggunakan rumus *Mean Area* dan rumus *Fustrum*. Hasil perhitungan volume dicantumkan dalam Lampiran A

Tabel 8 Data Luasan Setiap Elevasi dengan Metode Perbidang Bukit

No.	Elevasi	Luas (m ²)	No.	Elevasi	Luas (m ²)
1	75	114,8	6	55	18815,1
2	61	9232,0	7	55	18815,1
3	62	8269,5	8	51	34807,7
4	61	197,4	9	51	34807,7
5	61	9429,4		42	52193,6

Dari tabel 4.8 dapat dilihat bahwa luas kontur terbesar terdapat pada elevasi 42 mdpl yaitu sebesar 52.193,6 m² sedangkan luas kontur terkecil terdapat pada elevasi 75 mdpl yaitu sebesar 114.8 m².

Tabel 9 Sumberdaya Tanah Urug Berdasarkan Metode Perbidang

Blok	Elevasi (m)	Luas (m ²)	Perbandingan Luas (L1:L2)	Rumus	Volume (m ³)
1	75	114,8	0,01	Frustrum	65427,1
	61	9232,0			
2	62	9,5	0,05	Frustrum	103,5
	61	197,4			
3	61	9429,4	0,50	Mean Area	83128,5
	55	18815,1			
4	55	18815,1	0,54	Mean Area	105618,8
	51	34807,7			
5	51	34807,7	0,67	Mean Area	388873,7
	42	52193,6			
TOTAL VOLUME					643151,6

Total Sumberdaya Tanah Urug = 643.151,6 m³

4.7. Perhitungan Persen Kesalahan dan Tingkat Akurasi

Adapun langkah - langkah yang dilakukan adalah sebagai berikut :

1. Menghitung volume Tanah Urug secara keseluruhan dengan menggunakan rumus *Mean Area* dan rumus *Fustrum*. Hasil perhitungan volume dicantumkan dalam Lampiran A
2. Setelah itu menghitung selisih dari tiap-tiap interval kontur.
3. Menghitung persen kesalahan Tanah Urug secara keseluruhan.
4. Menghitung akurasi tiap tiap interval kontur.

Tabel 10 Perhitungan Pepsren Kesalahan dan Tingkat Akurasi Metode Perbidang

No	Perbidangan	Volume Perhitungan	Perbandingan	Volume Selisih	Tingkat Akurasi (%)
1	Tiap Bukit	643152	0,0305	643152	99,99953%
2	interval 1 m	652084	0,009	652084	99,99986%
3	interval 2 m	704087	0,0022	704087	99,99997%
4	interval 5 m	760064	0,0323	760064	99,99958%

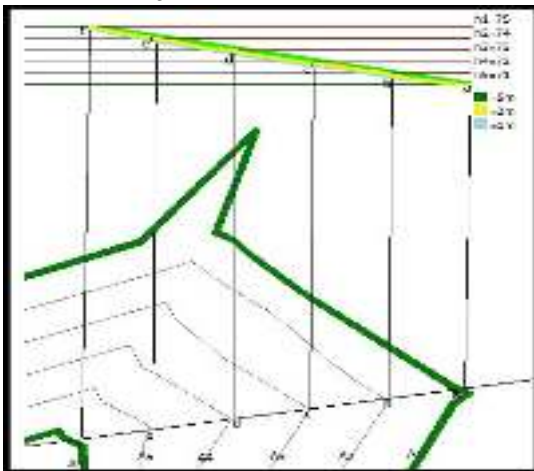
Dari tabel 4.10 dapat dilihat bahwa yang memiliki akurasi terbesar terdapat pada interval, dengan tingkat akurasi = 99,99953 %

IV. PEMBAHASAN

4.1. Estimasi Sumberdaya Tanah Urug di IUP Ngaadimin

Dalam penerapan metode perhitungan sumberdaya umumnya tergantung pada keadaan geologi, metode eksplorasi, biaya, waktu, tujuan, dan keakurasian atau ketelitian yang diperlukan. Selain itu jenis dan bentuk bahan galian yang akan dilakukan perhitungan sumberdaya juga turut berpengaruh dalam pilihan metode perhitungan. Penyebaran lapisan endapan tanah urug cukup merata dikarenakan sifat tanah urug tersebut yang homogen. Bentuk topografi lokasi penelitian di daerah ini berupa bukit dan ada sedikit cekungan. Perhitungan sumberdaya tanah urug dengan cara menghitung luasan setiap kontur, kemudian dikalikan dengan beda tinggi antara kedua kontur tersebut. Penentuan

kontur yang terpilih berdasarkan perubahan kemiringan yang menyolok antar dua kontur. Perhitungan dengan Metode Kontur menggunakan pedoman perubahan bertahap (*rule of gradual change*), volume dihitung setiap dua kontur yang berdekatan. Selisih luas antara dua kontur mempengaruhi penentuan penggunaan rumus volume, *Frustum* atau *Mean area*. Berdasarkan hasil tersebut menunjukkan bahwa pada interval 5 m didapatkan volume tanah urug terbesar yaitu 760.064,2 m³, interval 2 m didapatkan volume tanah urug sebesar 704.086,6 m³, interval 1 m didapatkan volume tanah urug sebesar 652.084,3 m³, sedangkan volume terkecil diperoleh pada volume perbukit yaitu 643.151,6 m³. Hasil penelitian juga menunjukkan bahwa semakin besar interval kontur maka hasil estimasi sumberdaya juga semakin besar. Hasil penaksiran yang lebih kecil terhadap hasil yang dianggap paling teliti disebabkan adanya pengurangan hasil penaksiran karena kontur yang dianggap lurus, tidak sesuai dengan kondisi lapangan, ada kecenderungan kondisi dilapangan merupakan bentuk permukaan yang tidak sama, seperti puncak, lembah dan lereng yang terlewati karena dianggap lurus. Dapat dilihat pada Gambar 5.1 perbedaan penarikan garis lurus antara interval kontur perbukit dengan interval kontur 5 m yang menyebabkan adanya penambahan atau pengurangan estimasi sumberdaya tanah urug pada interval kontur 5 m.



Gambar 7 Ilustrasi Kontur Perbukit IUP Ngadimin

Perhitungan menggunakan metode kontur dengan pedoman perubahan bertahap (*rule of gradual change*) perhitungan luas dari sumberdaya dimulai dari elevasi kontur tertinggi yaitu kontur 42 mdpl sampai dengan elevasi kontur terendah yaitu kontur 75 mdpl yang merupakan elevasi berada di dalam IUP Eskplorasi. Pada metode ini, prinsip estimasi untuk mendapatkan volumenya adalah dengan menghitung luas antara dua kontur pada ketinggian tertentu, kemudian dikalikan dengan beda tinggi antara kedua kontur tersebut. Penentuan kontur yang terpilih berdasarkan perubahan kemiringan yang

menyolok antar dua kontur.

Penaksiran sumberdaya tanah urug ini menggunakan perbandingan beberapa interval kontur. Perhitungan volume yang digunakan yaitu volume perbukit, volume tingggi 1 m, volume tingggi 2 m dan volume tingggi 5 m. Pemakaian beberapa interval kontur ditujukan untuk mengetahui perhitungan dengan hasil yang optimal yaitu dengan jarak yang tidak terlalu berdekatan namun hasil Volume yang didapat maksimal. Dalam perhitungan sumberdaya tanah urug pada penelitian ini digunakan variasi rumus *mean area* dan rumus *frustum*. Rumus *mean area* digunakan jika luas antara dua penampang kontur mempunyai bentuk silindris atau L1/L2 lebih besar dari 0,5 sedangkan rumus *frustum* digunakan jika kedua penampang kontur berbentuk seperti kerucut dengan L1/L2 lebih kecil dari 0,5. Perhitungan sumberdaya tanah urug terkecil pada volume kontur tiap bukit diperoleh 643.151,6 m³, sedangkan sumberdaya terbesar diperoleh pada interval kontur 5 m dengan volume sebesar 760.064,2 m³. Interval kontur sangat mempengaruhi kuantitas dalam penghitungan estimasi sumberdaya tanah urug, maka untuk mendapatkan hasil dengan akurasi maksimal dan penghitungan estimasi sumberdaya tanah urug di IUP Ngadimin dengan metode kontur harus menggunakan interval kontur yang paling akurat yaitu volume kontur perbukit.

4.2. Kesalahan Absolute

Kesalahan absolut adalah kesalahan mutlak dari nilai sebenarnya karena sudah ada faktanya. Kesalahan *numeric* timbul dari penggunaan aproksimasi untuk menyatakan operasi dan besaran matematika yang pasti. Ini meliputi kesalahan pemotongan (*truncation error*) yang dihasilkan sewaktu aproksimaksi digunakan untuk menyatakan suatu prosedur matematika eksak, dan kesalahan pembulatan (*round-of error*), yang dihasilkan bila angka-angka aproksimasi dipakai untuk menyatakan angka-angka pasti. Untuk kedua jenis tersebut, hubungan antara hasil eksak atau sebenarnya, dan aproksimasi dari data perhitungan volume sebagai berikut :

Tabel 11 Sebenarnya

No	Perbidang	Pendekatan	Kesalahan	Volume Sebenarnya
		aprosimasi	(Et)	
1	Tiap Bukit	643151,6	0,0305	643151,63
2	Interval 1 m	652084,3	0,009	652084,31
3	Interval 2 m	704086,6	0,0022	704086,6
4	Interval 5 m	760064,2	0,0323	760064,23

Hubungan hasil eksak atau sebenarnya, dan aproksimasi dapat dirumuskan seperti Tabel 5.3 yang dimana harga sebenarnya pada volume tiap bukit 643151,6305 m³ dari dengan kesalahan pembulatan 0,0305 m³ dan hasil pendekatan yaitu 643151,6m³, harga sebenarnya pada volume interval 1 m 652.084,3090 m³ dari dengan kesalahan

pembulatan 0.0090 m³ dan hasil pendekatan yaitu 652.084,3 m³, harga sebenarnya pada interval bukit 2 m 704.086,6022 m³ dari dengan kesalahan pembulatan 0.0022 m³ dan hasil pendekatan yaitu 70.4086,6 m³, harga sebenarnya pada volume tiap bukit 760.064,2323 m³ dari dengan kesalahan pembulatan 0.0323 m³ dan hasil pendekatan yaitu 760.064,2 m³.

Tabel 12 Kesalahan Absolute

No	Perbidangan	Volume Perhitungan	Volume Sebenarnya	Persentase Kesalahan
1	Tiap Bukit	643151,6	643151,63	0,00%
2	Interval 1 m	652084,3	652084,31	0,00%
3	Interval 2 m	704086,6	704086,6	0,00%
4	Interval 5 m	760064,2	760064,23	0,00%

Dalam persamaan diatas nilai kesalahan dibandingkan terhadap nilai eksak, semetara nilai eksak tidak ada dalam perhitungan numerik, oleh karena itu kesalahan dinyatakan berdasarkan nilai perkiraan (*approximate value*) terbaik, sehingga kesalahannya metode perbidang volume tiap bukit memiliki kesalahan absolute sebesar 0,0004742% , metode perbidang volume interval 1 m memiliki kesalahan absolute sebesar 0,0001380% , metode perbidang volume interval 2 m memiliki kesalahan absolute sebesar 0,0000312% , dan metode perbidang volume interval 5 m memiliki kesalahan absolute sebesar 0,0004250%.

4.3. Kesalahan Relatif

Persen kesalahan dapat ditentukan dari membandingkan selisih penaksiran volume yang dihitung terhadap hasil penaksiran pada jarak kontur yang menjadi acuan yaitu kontur perbukit. Selisih penaksiran adalah perbedaan antara dua hasil volume pendekatan dikurangi volume sebenarnya.

Tabel 13 Selisih Penaksiran dan Persen Kesalahan

No	Perbidangan	Volume Perhitungan	Persen Kesalahan
1	Tiap Bukit	643151,6	0,00%
2	Interval 1 m	652084,3	1,39%
3	Interval 2 m	704086,6	9,47%
4	Interval 5 m	760064,2	18,18%

Selisih penaksiran tersebut merupakan indikasi adanya kesalahan relatif penaksiran sumberdaya. Persen kesalahan relatif terkecil yaitu pada jarak kontur tiap bukit yaitu sebesar 0,00 % , karena jarak metode perbidang volume tiap bukit tersebut digunakan sebagai acuan maka kesalahan relatifnya adalah 0,00 % , metode perbidang volume interval 1 m mempunyai kesalahan relatifnya adalah 1,39 % , metode perbidang volume interval 2 m mempunyai

kesalahan relatifnya adalah 9,47 % , sedangkan persen kesalahan pada metode perbidang jarak kontur 5 m yaitu sebesar 18,18 %.

4.4. Akurasi Estimasi

Tingkat akurasi relatif penaksiran berbanding terbalik dengan tingkat kesalahan relatif, semakin kecil tingkat kesalahan maka semakin besar tingkat akurasi penaksirannya. Penaksiran yang akurat adalah hasil penaksiran dengan jarak kontur yang terkecil, dalam hal ini jarak metode perbidang tiap bukit dianggap hasil penaksiran yang akurat. Tingkat akurasi diperoleh dari 100 % dikurangi dengan persen kesalahan relatif. Hasil perhitungan pada metode perbidang tiap bukit diperoleh akurasi 98,61 % , selanjutnya berturut – turut dapat dilihat tingkat akurasi dari tertinggi ke terendah pada Tabel 5.4 berikut

Tabel 14 Tingkat Akurasi Interval Kontur

No	Perbidangan	Volume Perhitungan	Persen Kesalahan
1	Tiap Bukit	643151,6	100%
2	Interval 1 m	652084,3	98,61%
3	Interval 2 m	704086,6	90,53%
4	Interval 5 m	760064,2	81,82%

Tingkat akurasi tertinggi setelah interval tiap bukit yaitu pada metode perbidang tiap bukit yaitu 100 % , pada metode perbidang tiap bukit yaitu 100 % , pada metode perbidang interval 1 m yaitu 98,61 % , pada metode perbidang interval 2 m yaitu 90,53 % dan pada metode perbidang interval 5 m yaitu 81,82 % . Penaksiran sumberdaya tanah urug dengan menggunakan metode kontur ketelitiannya tergantung pada interval antar konturnya, semakin kecil interval antar kontur maka hasil penaksiran sumberdayanya semakin teliti. Hal ini dikarenakan dalam perhitungan volume antara dua kontur, topografi antara dua kontur tersebut dianggap linier. Anggapan linier ini mengakibatkan semakin jauh jarak interval kontur maka akan semakin besar pengaruhnya terhadap penambahan atau pengurangan volume Gambar 5.1.

4.5. Klasifikasi Sumberdaya Tanah Urug di Lokasi Penelitian

Berdasarkan data yang didapat Sumberdaya di lokasi penelitian dapat diklasifikasikan dalam kategori Sumberdaya Mineral Tereka (*Inferred Mineral Resource*) karena berdasarkan data geologi dapat diasumsikan kualitas dan kuantitasnya yang diperoleh sudah pada tahap eskplorasi umum.

5. PENUTUP

5.1. Kesimpulan

Berdasarkan hasil penelitian dan pembahasan yang telah dilakukan, maka dapat disimpulkan sebagai berikut :

1. Hasil estimasi sumberdaya Tanah Urug di IUP Tanah Urug Ngadimin sebesar 643.151,6 m³.
2. Hasil perhitungan kesalahan absolute paling akurat metode perbidang volume

- tiap bukit memiliki kesalahan absolute sebesar 0,0004742 % .
3. Hasil perhitungan kesalahan relatif yang paling akurat metode perbidang volume tiap bukit digunakan sebagai acuan maka kesalahan relatifnya adalah 0,00 % dan hasil penaksiran dianggap paling akurat dengan tingkat akurasi 100 % adalah metode perbidang volume tiap bukit.

6.2. Saran

Saran yang dapat disampaikan sehubungan dengan perhitungan sumberdaya Tanah Urug IUP Ngadimin adalah untuk mengurangi kesalahan penaksiran maka perlu memperhatikan kondisi lapangan, karena terdapat bentuk permukaan yang tidak sama seperti puncak, lembah dan lereng yang terlewat.

6. DAFTAR PUSTAKA

1. Abdul Rauf, (1998), *Perhitungan Cadangan Endapan Mineral*, Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral UPN "Veteran" Yogyakarta
2. Chairul, N, (1994), *Estimasi Cadangan Mineral*, Departemen Pertambangan dan Energi Direktorat Jendral Pertambangan Umum
3. Chapra, Steven C dan Canale, Raymond P, *Numerical Methods for Engineers with Personal Computer Applications*, MacGraw-Hill Book Company, 1991
4. Koesnaryo, 2011, *Metodologi Penelitian dan Penulisan Ilmiah*, UPN "Veteran" Yogyakarta, Yogyakarta.
5. Van Bemmelen, R.W..1970. *The Geology of Indonesia*, volume 1. A.Haque. Netherland.
6. _____, 1991, Tahap-tahap Penyelidikan Eksplorasi, Standar Nasional Indonesia, SNI 13- 6011-1991, Badan Standarisasi Nasional.
7. _____, 2009, Undang-Undang Republik Indonesia tentang Pertambangan Mineral dan Batubara, Nomor 4.
8. _____, 2011, Klasifikasi Sumberdaya Mineral dan Cadangan, Standar Nasional Indonesia, SNI 4726-2011, Badan Standarisasi Nasional.
9. _____, 2012, *Buku Putih Sanitasi Kabupaten Kulon Progo Tahun 2012*, Yogyakarta, Pokja Sanitasi Kabupaten Kulon Progo.

Kajian Teknis Unit Peremuk Batu Andesit untuk Memenuhi Kebutuhan Agregat di PT SCD Readymix, Desa Wirokerten, Kec. Banguntapan, Kab. Bantul

¹Untung Sukamto, ^{1*}Satria Legowo, ²Oki Trinugroho

¹Afiliasi/Institusi Jurusan Teknik Pertambangan, Fakultas Teknologi Mineral, UPN “Veteran” Yogyakarta

²Mining Operation Departemen, PT. SCG Readymix

*email: satrialegowo12@gmail.com

ABSTRACT

PT. Siam Cement Group (SCG) Readymix Indonesia is a company engaged in concrete casting for the needs of road construction, construction of houses, buildings, and various infrastructures, and has a rock crusher plant to meet the needs of stones with certain fractions according to their needs and existing standards.

Andesite crushing process at PT. SCG Readymix uses Nakayama NCF 30 460 x 760 jaw crusher then at the second crushing stage using the Nakayama NEM 40H 460 x 760 cone crusher. The product is broken stone with a size of -35 + 10 mm and -10 mm.

In the crushing process there are problems that arise in the crusher unit which is not fulfilled the planned production target of 48.8 tons / hour of the total number of products. The total real product in the field is 38.86 ton / hour, the product size is -35 + 10 mm whose production is 34.83 tons / hour or 89.6% can be reduced to 27.93 tons / hour or $\geq 55\%$ and size -10 mm whose production is 4.03 tons / hour or 10.4% is increased to 21.96 tons / hour or $\leq 45\%$.

The evaluation of the current condition of the 80% reduction ratio in jaw crusher and cone crusher is only 1.78 and 1.7, the efficiency of the screen on the first and second decks is only 81.16% and 70.17%; distribution cost ratio of 80.16%; and the effectiveness of the 159.69% cone crusher.

Improved analysis was carried out by changing the settings of the jaw crusher and cone crusher to 55 mm and 19 mm, eliminating the load and changing the double deck vibrating screen with openings of 30 mm and 10 mm into single deck vibrating screens using 10 mm opening holes, and adding bait to 49 tons / hour.

After the calculation is done, the results obtained are that the production target of 48.8 tons / hour can be fulfilled with the production of 49 tons / hour, the product size of -10 mm can be increased to 21.07 tons / hour or 45%, and product sizes - 35 + 10 mm 27.93 tons / hour or 55%. In addition, the reduction ratio value is increased, by changing the tool settings and removing the distribution load the effectiveness of the cone crusher can be reduced to 48.37%. This is as expected from the production of each fraction, and the total production target of ≥ 48.8 tons / hour can be achieved with a 7-hour work time and an effective working time of 5.84 hours plus a 1-hour break.

Keywords: Agregat production, quarry

ABSTRAK

PT. Siam Cement Group (SCG) Readymix Indonesia merupakan perusahaan yang bergerak di bidang pengecoran beton untuk kebutuhan konstruksi jalan, pembangunan rumah tinggal, gedung-gedung, dan berbagai infrastruktur, serta memiliki pabrik peremuk batuan untuk memenuhi kebutuhan batu dengan fraksi-fraksi tertentu sesuai dengan kebutuhan dan standar yang ada.

Proses peremukan andesit di PT. SCG Readymix menggunakan *jaw crusher* Nakayama NCF 30 460 x 760 lalu pada tahap peremukan kedua menggunakan *cone crusher* Nakayama NEM 40H 460 x 760. Hasil produknya berupa batu pecah dengan ukuran -35 + 10 mm dan -10 mm.

Pada proses peremukan terjadi permasalahan yang timbul pada unit peremuk yaitu tidak terpenuhinya sasaran produksi yang direncanakan 48,8 ton/jam jumlah total produk. Total produk nyata di lapangan yaitu 38,86 ton/jam, produk ukuran -35 + 10 mm yang produksinya sebesar 34,83 ton/jam atau 89,6% dapat turunkan menjadi 27,93 ton/jam atau $\geq 55\%$ dan ukuran -10 mm yang produksinya sebesar 4,03 ton/jam atau 10,4% di tingkatkan menjadi 21,96 ton/jam atau $\leq 45\%$.

Hasil evaluasi kondisi saat ini terhadap nilai *reduction ratio* 80% pada *jaw crusher* dan *cone crusher* hanya 1,78 dan 1,7, efisiensi *screen* pada *deck* pertama dan kedua hanya 81,16% dan 70,17%; nisbah beban edar sebesar 80,16%; dan efektivitas *cone crusher* 159,69 %.

Dilakukan analisis perbaikan dengan mengubah *setting jaw crusher* dan *cone crusher* menjadi 55 mm dan 19 mm, menghilangkan beban edar dan merubah *double deck vibrating screen* dengan lubang bukaan 30 mm dan 10 mm menjadi *single deck vibrating screen* menggunakan lubang bukaan 10 mm, serta penambahan umpan menjadi 49 ton/jam.

dkk.

Setelah dilakukan perhitungan, maka hasil yang diperoleh adalah target produksi 48,8 ton/jam telah dapat terpenuhi dengan hasil produksi 49 ton/jam, produk ukuran -10 mm dapat ditingkatkan menjadi 21,07 ton/jam atau 45%, serta produk ukuran -35 + 10 mm 27,93 ton/jam atau 55%. Selain itu, terjadi peningkatan nilai *reduction ratio*, dengan merubah *setting* alat dan penghilangan beban edar efektivitas *cone crusher* dapat turun menjadi 48,37%. Hal ini telah sesuai dengan yang diharapkan dari hasil produksi tiap fraksi, dan jumlah target produksi $\geq 48,8$ ton/jam dapat tercapai dengan waktu kerja 7 jam dan waktu kerja efektif 5,84 jam ditambah dengan waktu istirahat 1 jam. Kata kunci: Produksi agregat, kuari

I. PENDAHULUAN

Pertumbuhan ekonomi yang semakin meningkat serta ditunjang dengan besarnya jumlah penduduk yang menyebabkan semakin meningkatnya kebutuhan akan sarana dan prasarana penunjang (Arifin dan Suhala,1997).

Andesit sebagai salah satu kebutuhan dasar untuk pengecoran pondasi dan tiang-tiang penyangga. Berdasarkan alasan tersebut maka PT. Siam Cement Group (SCG) Readymix mendirikan pabrik pengolahan andesit yang menghasilkan produk dengan berbagai distribusi ukuran.

Sebelum dimulainya periode pengerjaan kontruksi jalan maka dilakukan kegiatan penyiapan bahan baku produk dari pabrik peremuk batuan (Martinus,2015).

Produk yang dihasilkan oleh unit peremuk yaitu batu pecah berbagai agregat, ukuran dan jumlah produk yang dihasilkan disesuaikan dengan kebutuhan. Jumlah produk yang dihasilkan oleh pabrik peremuk belum memenuhi target produksi (Sakti,2012; Rahman,2017; Firmansyah,2018).

Sebagai perusahaan yang menyediakan kebutuhan split, PT. SCG Readymix menargetkan untuk produksi *split* sebesar 48,8 ton/jam. Material yang dihasilkan yaitu produk CA (*coarse agregat*) ukuran -35 + 10 mm 89,6% atau 34,83 ton/jam dari target produksi $\geq 55\%$ atau $\geq 26,84$ ton/jam, FA (*fine agregat*) ukuran -10 mm 10,4% atau 4,03 ton/jam dari target produksi $\leq 45\%$ atau $\leq 21,96$ ton/jam. Kendala yang di hadapi adalah kurangnya produksi per jam yang ditargetkan sebanyak 48,8 ton/jam. Total produk nyata pada keadaan tunak di lapangan yaitu 38,86 ton/jam, dan adanya beban edar pada ukuran -50+ 35 mm sebesar 157,05 ton/jam.

II. METODE PENELITIAN

Dalam penelitian ini maka metodologi penelitian yang dilakukan adalah sebagai berikut:

Studi Literatur

Studi literatur dilakukan dengan mencari dan mengumpulkan data yang berkaitan dengan penelitian yang sedang dilaksanakan, antara lain berasal dari buku referensi (Winanto dkk,2001 Pengolahan Bahan galian; Partanto,1995 Pemindahan Tanah Mekanis; Will's,2006 Edisi 6 *Mineral Processing*), penelitian yang memiliki keterkaitan terhadap permasalahan yang ada, serta data teknis alat yang digunakan.

Observasi Lapangan

Kegiatan observasi lapangan dilakukan bertujuan untuk mengetahui secara langsung daerah penelitian serta mengetahui tata letak peralatan., penanganan peralatan, serta kondisi kerja peralatan yang ada.

Pengambilan Data

Pengambilan data yang dilakukan di lapangan yaitu pengumpulan data yang berkaitan dengan kegiatan penelitian, data tersebut dikelompokkan sebagai:

a) Data Primer

Data yang diambil langsung dari penelitian di lapangan, data tersebut berupa:

- Kapasitas produksi terpasang dan nyata dari tiap peralatan.
- Distribusi dan tonase tiap fraksi dari umpan awal.
- Distribusi produk dan tonase setiap fraksi dari peralatan peremuk.
- Tonase dan distribusi *oversize* dan *undersize* dari tiap *deck* pada *screen*.
- Distribusi dan tonase produk akhir.
- Setting* dari tiap peralatan peremuk.
- Ukuran geometri dari tiap peralatan.

b) Data Sekunder

Data yang dikumpulkan baik dari literatur maupun data perusahaan yang berkaitan dengan kegiatan penelitian. Data tersebut seperti:

- Data spesifikasi alat seperti *jaw crusher* dan *cone crusher*.
- Data produksi per jam unit peremuk.
- Data berat jenis batu andesit yang digunakan

Pengolahan Data

Dari setiap data yang dapat kemudian dilakukan proses pengolahan yang berkaitan dengan kegiatan penelitian. Pengolahan data menggunakan rumus-rumus umum maupun rumus yang ada pada literatur. Hasil pengolahan data berupa efektivitas dari tiap peralatan. Selain itu nilai *reduction ratio* dari tiap peralatan peremuk merupakan hasil dari pengolahan data. Khusus untuk *screen*, pengolahan data akan menghasilkan nilai efisiensi dari tiap *deck*.

Analisis Data

Efektivitas dari tiap peralatan yang digunakan adalah hasil dari analisis data. Kemudian dapat diidentifikasi faktor teknis untuk selanjutnya dicari usaha untuk meningkatkan efektivitas dari setiap peralatan yang ada serta usaha untuk meningkatkan produksi fraksi -35 + 10 mm. Selain itu khusus untuk peremuk, nilai *reduction ratio* akan menunjukkan

dkk.

setting yang digunakan sudah tepat atau perlu perubahan *setting*. Efisiensi pada tiap *deck screen* akan menunjukkan produk hasil *screening* sudah baik atau belum.

III. HASIL PENELITIAN

Penelitian ini dilakukan pada pabrik peremuk milik PT. SCG Readymix. Untuk memenuhi kebutuhan umpan digunakan hasil penambangan hasil erupsi merapi yang terbawa oleh Sungai Progo di daerah Kab. Kulonprogo.

Pengambilan Conto Material dan Pengumpulan Data

Pengambilan conto dan pengumpulan data diperlukan sebagai bahan dalam suatu penelitian. Pengambilan conto material disesuaikan dengan jenis data yang diperlukan serta yang berhubungan dengan penelitian ini. Dalam melakukan pengambilan conto material digunakan beberapa alat bantu, seperti ember, meteran, penggaris, dan karung.

Pengambilan Conto Material dan Data pada *Belt Conveyor*

Pengambilan conto material yang terdapat pada *belt conveyor* ini digunakan sebagai data untuk beberapa jenis perhitungan. Conto ini dapat digunakan untuk menghitung kapasitas dari *belt conveyor* dan dapat juga digunakan untuk menghitung kapasitas *crusher* serta mengetahui distribusi ukuran produk *crusher*.

Prosedur pengambilan conto dan data dari *belt conveyor* dapat dilakukan dalam dua kondisi, baik saat *belt conveyor* berhenti maupun saat berjalan. Titik pengambilan conto material langsung dapat dilihat pada Gambar 1. Pengukuran data kecepatan *belt conveyor* ini dilakukan saat *belt conveyor* berjalan. Data ini digunakan untuk menghitung kapasitas dari *belt conveyor*. Adapun prosedur dalam pengambilan conto pada *belt conveyor* yakni:

- Belt conveyor* diberikan tanda pada lokasi tertentu.
- Tentukan titik memulai pengukuran serta titik akhir pengukuran.
- Mulai perhitungan waktu saat tanda pada *belt conveyor* melewati tanda awal dan hentikan saat melewati titik akhir.
- Lakukan beberapa kali pada tiap *belt conveyor*.

Sampling dengan Pengambilan Gambar Umpan di *Stockyard*

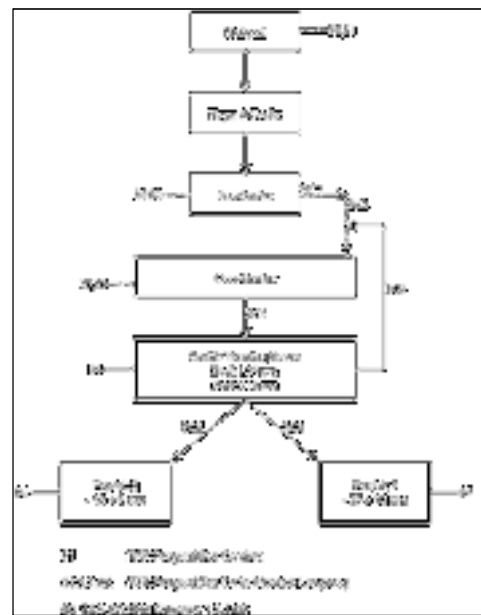
Sampling dengan pengambilan gambar di *stockyard* dan setiap *belt conveyor* dilakukan untuk mengetahui distribusi umpan dan material. Hasil gambar ini akan diolah menggunakan software *split-desktop*. Pengambilan gambar menggunakan bantuan bola yang telah diketahui ukurannya, tegak lurus terhadap bidang, dan akan diperoleh perbandingan antara bola yang telah diketahui ukurannya terhadap ukuran material.

Hasil gambar ini akan diolah menggunakan software

Split-Desktop. Adapun prosedurnya yakni:

- Pilih lokasi yang kira-kira dapat mewakili distribusi umpan.
- Gunakan bantuan bola atau benda yang telah diketahui ukurannya dan letakkan di atas lokasi yang akan diambil gambar.
- Pengambilan gambar sedapat mungkin tegak lurus terhadap bidang yang di ambil gambarnya.
- Ulangi beberapa kali pada lokasi lain sehingga didapatkan beberapa gambar sebagai perbandingan.

Titik pengambilan conto material langsung dapat dilihat pada Gambar 1.



Gambar 1. Diagram Titik Pengambilan Conto dan Data

Proses Kerja Pabrik Peremuk

Di PT. SCG Readymix terdapat beberapa tahapan yang berkaitan dalam proses peremukan baik itu kegiatan utama maupun kegiatan pendukung. Rangkaian proses peremukannya sendiri menggunakan rangkaian tertutup yang berarti terdapat beban edar di dalam rangkaian proses peremukan.

Pemuatan Batu Andesit ke dalam *Hopper*

Andesit, sebagai bahan baku proses ini yang berada di *stockyard* dimuatkan ke dalam *hopper*, dengan *Wheel Loader* Liugong CLG 842.

Penampung Umpan (*Hopper*)

Hopper yang digunakan berbentuk bidang limas trapesium (Lihat Gambar 4.3) dengan ukuran untuk permukaan atas (3,5 x 3,8) m, bawah (1,5 x 0,75)m, dan tinggi 1,5 m. Hasil perhitungan menunjukkan bahwa volume *hopper* sebesar 6,91 m³, sehingga kapasitas *hopper* sebesar 11,25 ton.

Feeding

dkk.

Feeder akan bekerja mengirimkan umpan menuju *screen* saat operator yang berada di menara pengawas menekan tombol *feeder*.

Peremukan pada *Jaw Crusher*

Proses peremukan pada *jaw crusher* menggunakan alat *Jaw Crusher* Nakayama NCF 30. *Close setting* yang digunakan pada *jaw crusher* ini adalah 50 mm.

Pengayakan

Pada proses pengayakan digunakan *screen double deck vibrating screen* seperti pada Gambar 4.6. Ukuran lubang ayakan yang digunakan berukuran 35 mm untuk *deck I*, 10 mm untuk *deck II* (dapat dilihat pada Lampiran B). Hasil dari pengayakan ini adalah:

- Fraksi -50+ 35 mm atau *oversize* dari ayakan getar akan dibawa kembali ke *cone crusher* sebagai beban edar.
- Fraksi -35 + 10 mm menjadi produk I diangkut menggunakan *belt conveyor* 4 menuju *stockpile*.
- Fraksi -10 mm menjadi produk II diangkut menggunakan *belt conveyor* 6 menuju *stockpile*.

Peremukan di *Cone Crusher*

Cone crusher yang digunakan adalah Nakayama NEM40H. Peremukan di *cone crusher* ini dilakukan dengan menggunakan umpan yang dibawa oleh *belt conveyor* 2 dan *belt conveyor* 3 sebagai umpan baru dan *belt conveyor* sebagai beban edar, *setting* jarak *cone crusher* 30 mm.

Hasil Produksi Pabrik Peremuk

Dari data yang diperoleh, produksi pada unit peremuk saat ini adalah 38,86 ton/jam. Untuk produk CA (lolos ayakan -35 mm + 10 mm) adalah sebesar 24,83 ton/jam, produk FA (lolos ayakan -10 mm) adalah sebesar 4,03 ton/jam, dan *oversize* sebagai beban edar sebesar 157,02 ton/jam.

Hopper dan *Feeder*

Hopper yang digunakan mempunyai volume sebesar 6,91 m³ dan kapasitas dari *hopper* adalah 11,25 ton, sedangkan *feeder* yang terpasang bekerja melayani *jaw crusher primer* sebagai pengumpan dengan kapasitas nyata 27,11 ton/jam. Adapun distribusi umpan dapat dilihat pada Tabel 1.

Tabel 1. Distribusi Umpan Rangkaian Peremukan

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-162 + 100	8,83	20	100
-100 + 50	18,54	42	80
-50 + 25	12,36	28	38
-25	4,41	10	10
Jumlah	44,16	100%	

Jaw Crusher

Kapasitas nyata dengan *closed setting* 50 mm dari alat peremuk *jaw crusher* adalah 44,16 ton/jam, distribusi ukuran umpan pada Tabel 1. Distribusi produk hasil peremukan pada Tabel 2. Produk *jaw crusher* ini akan menjadi umpan untuk *Cone Crusher*.

Tabel 2. Distribusi Produk *Jaw Crusher*

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-102 + 80	3,09	7	100
-80 + 60	4,41	10	93
-60 + 40	6,62	15	83
-40 + 20	19,43	44	68
-20	10,59	24	24
Jumlah	44,16	100%	

Cone Crusher

Cone crusher bekerja dengan umpan yang berasal dari produk dari *Jaw Crusher* sebesar 44,16 ton/jam Tabel 2, dan berasal dari *oversize screen*. Distribusi hasil peremukan dengan *cone crusher* dapat dilihat pada Tabel 3.

Tabel 3. Produk *Cone Crusher*

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-50 + 40	2,20	5	100
-40 + 35	3,09	7	95
-35 + 30	4,41	10	88
-30 + 20	13,24	30	78
-20 + 10	15,45	35	48
-10 + 5	4,41	10	13
-5	1,32	3	3
Jumlah	44,16	100%	

Screen

Screen bekerja dengan umpan yang berasal dari produk *cone crusher* sebesar 44,16 ton/jam. Produk yang dihasilkan dari *screen* adalah fraksi -35 + 10 mm sebesar 27,52 ton/jam dan *oversize screen* adalah -50 + 35 sebesar 12,62 ton/jam yang akan dijadikan beban edar dan menuju ke *cone crusher*. Produk lainnya yakni fraksi -10 mm sebesar 4,03 ton/jam. Distribusi produk *screen* dapat dilihat pada Tabel 4 dan produk *screen* pada saat tunak pada Tabel 5.

Tabel 4. Distribusi Produk *Screen*

Ukuran (mm)	balik	produk 1	Produk 2
-51+35		-35+10	-10
-50+40	2.21		
-40 +35	3.09		
-35 +30	2.21	2.21	
-30 +20	5.11	8.14	
-20 +10		15.46	

dkk.

Ukuran	balik	produk 1	Produk 2
(mm)	-51+35	-35+10	-10
-10 +5		1.71	2.70
-5			1.32
Jumlah	12.62	27.52	4.03

Tabel 5. Distribusi Produk *Screen* pada saat Tunak

Ukuran	balik	produk 1	abu
(mm)	-51+35	-35+10	-10
-50+40	61.48		
-40 +35	86.56		
-35 +30	3.94	4.31	
-30 +20	5.07	13.36	
-20 +10		15.46	
-10 +5		1.71	2.70
-5			1.32
Jumlah	157.05	34.83	4.03

Efisiensi

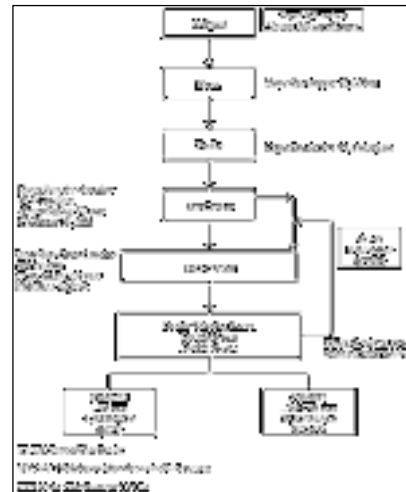
Efisiensi ini merujuk dari penggunaan *screen* dari tiap *deck*. Nilai efisiensi dari *double-deck vibrating screen* serta *triple-deck vibrating screen* disajikan pada Tabel 7.

Tabel 6. Efisiensi *Screen*

Jenis <i>Screen</i>	Deck ke-	Ukuran Opening (mm)	Efisiensi (%)
Double Deck	1	35	81,17
Vibrating <i>Screen</i>	2	10	70,17

Beban Edar

Penggunaan metode rangkaian tertutup menghasilkan beban edar dalam proses peremukan. Beban edar ini dihasilkan dari *oversize deck* I pada *screen*. (Gambar 3.1). Besarnya beban edar yakni 157,05 ton/jam sedangkan umpan baru sebesar 44,16 ton/jam dengan demikian nilai nisbah beban edar yakni 80,16%



Gambar 2. *Material Balance*

Efektivitas

Kapasitas nyata dari setiap peralatan biasanya memiliki nilai lebih kecil dari kapasitas teoritis. Efektivitas dari peralatan digunakan sebagai acuan tingkat penggunaan kapasitas nyata dari suatu peralatan dibandingkan kapasitas teoritis. Efektivitas peralatan pada pabrik peremuk dapat dilihat pada Tabel 8.

Tabel 7. Efektivitas Alat

Peralatan	Efektivitas (%)
Jaw Crusher	75,30
Cone Crusher	159,69
Screen deck 1	81,16
Screen deck 2	70,17
Belt Conveyor I	95,74
Belt Conveyor II	85,40
Belt Conveyor III	33,14
Belt Conveyor IV	23,77
Belt Conveyor V	235,88
Belt Conveyor VI	2,64

Reduction Ratio

Perhitungan *reduction ratio* menggunakan *reduction ratio* 80% (RR80) karena digunakan untuk mengevaluasi pekerjaan dari *crusher* yang ada. Perhitungan nilai *reduction ratio* dari tiap peremuk serta *reduction ratio* keseluruhan disajikan pada Tabel 8.

Tabel 8. *Reduction Ratio* Peremuk

<i>Reduction Ratio</i>	Nilai <i>Reduction Ratio</i>
<i>Jaw Crusher</i>	1,78
<i>Cone Crusher</i>	1,7
Seluruh Rangkaian	3,17

Waktu Kerja

Proses produksi pada pabrik peremuk andesit PT. SCG Readymix berdasarkan pengamatan di

dkk.

lapangan dimulai pukul 08.00 – 16.00 dengan waktu istirahat 1 kali (60 menit). Dari hasil perhitungan waktu kerja pabrik peremuk andesit PT. SCG Readymix waktu yang tersedia adalah 420 menit atau 7 jam dan didapatkan waktu kerja efektif rangkaian alat peremuk adalah 350,80 menit atau 5,84 jam dengan total rata-rata hambatan kerja 65,93 menit (Tabel 9)

Kesediaan dan Penggunaan Alat

Tabel nilai kesediaan alat dapat dilihat pada Tabel 9.

Tabel 9
Nilai Kesiediaan dan Penggunaan Alat

Data	Jaw Crusher (%)	Cone Crusher (%)	Screen (%)	Belt (%)
MA	96,78	99,41	99,45	99,03
PA	97,19	99,5	99,53	99,15
UA	86,60	84,17	84,57	84,89
Eut	87,44	84,05	84,17	84,17

IV. PEMBAHASAN

Pada kegiatan peremuk andesit di PT. SCG Readymix, produksi dengan umpan pada *hopper* 44,16 ton/jam. Ada 2 produk hasil kegiatan produksi unit peremuk yaitu:

1. Produk I, CA (*Concrete Agregat*) ukuran -35 + 10 mm sebesar 34,83 ton/jam
2. Produk II, FA (*Fine Agregat*) ukuran -10 mm sebesar 4,04 ton/jam

Produksi yang dilakukan menggunakan rangkaian tertutup, sehingga terjadi beban edar yaitu material yang tidak lolos ayakan *deck* I dilakukan peremukan kembali pada *cone crusher* dan kembali masuk ke dalam *screen*, dengan nisbah beban edar sebesar 157,05 ton/jam.

Penilaian dari Faktor Teknis

Faktor teknis yang menghambat kerja dari unit peremuk adalah terlalu seringnya overload pada *cone crusher* ada, karena terlalu banyaknya beban edar yang ada pada rangkaian. Terdapat beberapa faktor yang menghambat kerja dari unit peremuk, yakni:

1. Kinerja alat peremuk tidak efektif.
2. *Setting* tidak sesuai

Kinerja Alat Peremuk Tidak Efektif

Efektifitas dari alat peremuk masih kurang optimal, melihat kapasitas desain dari alat peremuk belum sesuai dibandingkan pada kapasitas nyata alat peremuk. Pada *jaw crusher* memiliki efektivitas sebesar 75,30% sedangkan pada *cone crusher* efektivitas alat sebesar 159,69 %, kapasitas teoritis dari *cone crusher* sebesar 126 ton/jam namun kapasitas kerja yang diterima sebesar 201,21 ton/jam. Hal ini membuat efektivitas *cone crusher* yang mencapai 159,69 %. Kelebihan kapasitas ini membuat pekerjaan pada pabrik peremuk terganggu

karena operator harus menjaga proses pemasukan umpan baru karena jika tidak, material dapat tumpah.

Hopper yang digunakan mempunyai volume sebesar 6,91 m³ dan kapasitas dari *hopper* adalah 11,25 ton. Diperlukan pengisian *hopper* sebanyak 11 kali dalam 1 jam.

Setting Alat Peremuk

Penambahan umpan awal dari 44,16 ton/jam menjadi 49 ton/jam dapat meningkatkan target produksi per hari. Pengumpanan dengan *wheel loader* yang semula memerlukan 11 kali penumpahan menjadi 13 kali penumpahan dengan kapasitas *hopper* tetap.

Perbaikan Mengubah Setting Alat Peremuk

Perbaikan dengan mengubah *setting alat peremuk*, yaitu *jaw crusher* dari *setting* 50 mm menjadi 55 mm, dan *cone crusher* dari *setting* 30 mm menjadi 19 mm dapat meningkatkan nilai *reduction ratio* pada tiap peremuk

Menghilangkan Beban Edar Dan Merubah Screen Dari Double Deck Menjadi Single Deck

Dengan menghilangkan beban edar atau merubah alur produksi dari rangkaian tertutup menjadi rangkaian terbuka dapat meringgankan kinerja alat peremuk *cone crusher* supaya tidak menerima beban yang berlebihan sehingga alat peremuk akan bekerja dengan optimal. Merubah *deck screen* menjadi *single* dengan ukuran 10 mm dapat meningkatkan produk fraksi -10 mm menjadi 21,07 ton/jam atau 43 % serta undersize 10 mm menjadi produk fraksi -35 + 10 sebesar 27,93 ton/jam atau 57 %.

Feeder

Kapasitas *Feeder* menjadi 49 ton/jam dengan distribusi umpan tetap sama, seperti pada Tabel 5.1

Jaw Crusher

Kapasitas teoritis dari *jaw crusher* sebesar 65,97 ton/jam pada *setting* 55 mm. Kapasitas nyata dari *jaw crusher* sebesar 49 ton/jam. Tabel distribusi ukuran umpan dapat dilihat pada Tabel 10. Hasil distribusi produk dari peremukan didapat dengan bantuan dari tabel gradasi produk dan hasilnya seperti pada Tabel 11. Produk dari *jaw crusher* akan menjadi umpan untuk *cone crusher*.

Tabel 10. Distribusi Umpan *Jaw Crusher*

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-162 + 100	9,8	20	100
-100 + 50	20,58	42	80
-50 + 25	13,72	28	38
-25	4,0	10	10
Jumlah	49	100%	

dkk.

Tabel 11. Distribusi Produk *Jaw Crusher*

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-106 + 90	0,98	2	100
-90 + 70	3,92	8	98
-70 + 50	8,82	18	90
-50 + 30	14,21	29	72
-30 + 10	10,29	21	43
-10	10,29	22	22
Jumlah	49	100%	

Cone Crusher

Cone crusher Nakayama NEM40H dengan kapasitas 101,25 ton/jam pada *setting* 19 mm bekerja dengan umpan sebesar 49 ton/jam yang berasal dari produk jaw crusher. Distribusi umpan dari *cone crusher* pada Tabel 12. sedangkan distribusi hasil dari peremukan dengan *cone crusher* dapat dilihat pada Tabel 13.

Tabel 12.
Distribusi Umpan *Cone Crusher*

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-106 + 90	0,98	2	100
-90 + 70	3,92	8	98
-70 + 50	8,82	18	90
-50 + 30	14,21	29	72
-30 + 10	10,29	21	43
-10	10,29	22	22
Jumlah	49	100%	

Tabel 13. Distribusi Produk *Cone Crusher*

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-35 + 25	7,35	15	100
-25 + 15	13,72	28	85
-15 + 10	6,86	14	57
-10 + 5	9,8	20	43
-5	11,27	23	23
Jumlah	49	100%	

Screen

Screen mengalami perubahan pada jumlah *deck*-nya. Hal ini karena penghilangan beban edar untuk menghindari adanya overload pada peremuk. Perubahan dilakukan dengan mengurangi dari dua *deck* menjadi 1 *deck* yaitu *deck* dengan opening 10 mm. *Screen* bekerja dengan umpan dari *cone crusher*. *Screen* bekerja dengan umpan dari *cone crusher*. Distribusi umpan dan produk dari *screen* dapat dilihat pada Tabel 14.

Tabel 14. Distribusi umpan *Screen*

Ukuran (mm)	Berat		Berat Kumulatif Lolos (%)
	(Ton/Jam)	(100%)	
-35 + 25	7,35	15	100
-25 + 15	13,72	28	85
-15 + 10	6,86	14	57
-10 + 5	9,8	20	43
-5	11,27	23	23
Jumlah	49	100%	

Tabel 15. Distribusi Produk *Screen*

Ukuran (mm)	oversize		Undersize	
	-35 + 10		-10	
-35 + 25	7,35	15 %		
-25 + 15	13,72	28 %		
-15 + 10	6,86	14 %		
-10 + 5			9,8	20 %
-5			11,27	23 %
Jumlah	27,93	57 %	21,07	43 %

Produk yang dihasilkan dari *screen* adalah fraksi -35 + 10 mm sebesar 27,93 ton/jam. Produk lainnya yakni fraksi -10 mm sebesar 21,07 ton/jam. Kedua fraksi tersebut merupakan produk akhir dan akan menuju ke timbunan sementara.

Efektivitas

Efektivitas peralatan yang ada mengalami perubahan. Nilai efektivitas sebelum dan sesudah perbaikan dapat dibandingkan dengan melihat Tabel 16.

Khusus untuk efektivitas dari peremuk yang ada sudah dapat diturunkan dari semula. Hal ini diharapkan dapat membuat proses produksi berjalan terus tanpa perlu dihentikan karena umpan di *cone crusher* tumpah keluar.

Tabel 16.
Efektivitas Alat Sebelum dan Sesudah Perbaikan

Peralatan	Efektivitas (%)	
	Sebelum	Sesudah
Jaw Crusher	75,30	74,27
Cone Crusher	159,69	48,39
Screen deck 1	81,16	41,74
Belt Conveyor I	95,74	23,95
Belt Conveyor II	85,40	94,76
Belt Conveyor III	33,14	36,77
Belt Conveyor IV	23,77	33,44
Belt Conveyor VI	2,64	32,07

Reduction Ratio

Sesudah dilakukan perbaikan, terjadi perbaikan nilai *reduction ratio* pada *jaw crusher* dan rangkaian keseluruhan. Dapat dilihat pada Tabel 17.

dkk.

- Irfani, D., Widayati, S., Pramusanto. (2016). *Kajian Teknis Unit Alat Peremuk Batu Andesit Untuk Memenuhi Target Produksi di PT. Guna Guna Dharma Putra, Tasikmalaya, Jawa Barat*. Jurusan Teknik Pertambangan, UPN “Veteran” Yogyakarta.
- Martinus. (2015). *Kajian Teknis Unit Peremuk Andesit Di PT. Suradi Sejahtera Raya, Bantul, DIY*, Jurusan Teknik Pertambangan, UPN “Veteran” Yogyakarta.
- Partanto P. (1995). *Pemindahan Tanah Mekanis*, Diktat Kuliah, Jurusan Teknik Pertambangan ITB.
- Peurifoy, L.B. (1988). *Perencanaan, Peralatan, dan Metode Konstruksi. Edisi 4*. Jakarta: Erlangga
- Rahman, D.A. (2017). *Kajian Teknis Unit Peremuk Batu Andesit Untuk Memenuhi Kebutuhan Agregat di PT. Batu Mulyo Berjaya Desa Pesanggrahan Kec. Kesugihan Cilacap Jawa Tengah*. Jurusan Teknik Pertambangan, UPN “Veteran” Yogyakarta.
- Sakti, G.B.S. (2012). *Perencanaan Kembali Produksi Agregat Pada Unit Crushing Plant di PT. Holcim Beton Quarry Maloko, Desa Sukasari, Kec. Rumpin, Kab. Bogor*. Jurusan Teknik Pertambangan, UPN “Veteran” Yogyakarta.
- Suwaji, U.T. (2008). *Permasalahan Pembelajaran Geometri Ruang*, Pusat Pengembangan dan Pemberdayaan Pendidikan dan Tenaga Kependidikan Matematika, Yogyakarta.
- Wills B.A. dan Minm T.J.N (2006). *Mineral Processing Technology*, Eighth Edition. Queensland. Elsevier Science & Technology Books. Page 108-117

