

BAB III

LANDASAN TEORI

3.1 Definisi dan Sistem Penggalian *Overburden*

3.1.1 Definisi *Overburden*

Overburden merupakan semua lapisan tanah/batuan yang berada di atas dan langsung menutupi lapisan bahan galian berharga sehingga sehingga perlu dipindahkan terlebih dahulu sebelum menggali bahan galian berharga. Lapisan tanah penutup yang dapat ditemui umumnya dikelompokkan menjadi beberapa sifat yaitu (Peurifoy, 1970) :

1. Material sangat lunak, material ini terbagi atas :
 - Material yang mengandung sedikit air, misalnya pasir, tanah biasa, kerikil, dan campuran pasir dengan tanah biasa.
 - Material yang banyak mengandung air, misalnya pasir lempungan, lempung pasir, lumpur dan pasir yang banyak mengandung air (*quick sand*).
2. Material lunak, misalnya tanah biasa yang bercampur kerikil, pasir yang bercampur dengan kerikil.
3. Material yang setengah keras, misalnya lempung yang sudah mulai kompak, batuan kerikil yang mengalami sementasi dan pengompakan, batuan beku yang sudah mulai lapuk, dan batuan-batuan beku yang mengalami banyak rekahan-rekahan.

4. Material yang keras, misalnya batupasir, gamping, tufa vulkanik, batuan beku yang mulai lapuk, mineral-mineral penyusun batuan yang telah mengalami sementasi dan pengompakan.
5. Material sangat keras, misalnya batuan-batuan beku dan batuan-batuan metamorf, contohnya granit, andesit, kuarsit dan sebagainya.
6. Batuan yang masif, misalnya batuan-batuan yang sangat keras dan kompak seperti batuan beku berbutir halus.

3.1.2 Sistem Penggalian *Overburden*

Cara penggalian *overburden* dengan sistem *backfilling* yaitu *overburden* dipindahkan ke tempat bekas penggalian yang sudah tidak digunakan atau sudah diambil batubaranya.



Sumber : Franciskus, 2016

Gambar 3.1
Sistem Penggalian *Overburden*

3.2 Parameter Penggalian *Overburden*

Dalam kegiatan penggalian *overburden* terdapat beberapa hal penting yang harus diperhatikan yaitu *stripping ratio*, lokasi penggalian *overburden*, dan jarak penggalian *overburden* ke disposal.

3.2.1 Stripping Ratio

Stripping ratio adalah perbandingan antara volume massa batuan yang digali (lapisan tanah penutup) dengan jumlah batubara yang diambil atau besarnya volume tanah lapisan penutup yang harus dipindahkan untuk mendapatkan 1 ton batubara. Nilai *stripping ratio* dapat dihitung dengan persamaan sebagai berikut :

$$SR = \frac{\sum OB}{\sum \text{Batubara}} \dots\dots\dots(3.1)$$

Dimana :

SR = *Stripping Ratio*

$\sum OB$ = Jumlah volume *Overburden* (BCM)

$\sum \text{Batubara}$ = Jumlah volume batubara (Ton)

3.2.2 Kondisi Material

Kondisi material yang akan diberaiakan dan dimuat harus diperhatikan agar kegiatan penggalian dan pemuatan dapat berlangsung optimal. Untuk kondisi material terdapat perhitungan faktor pengisian (*fill factor*) dan faktor pengembangan (*swell factor*) yaitu sebagai berikut :

1. Faktor pengisian (*fill factor*) merupakan perbandingan antara volume sebenarnya (V_n) dengan volume kapasitas munjung teoritis (V_t) Faktor pengisian (*fill factor*) dipengaruhi oleh :
 - Ukuran material, semakin besar ukuran material maka faktor pengisian (*fill Factor*) semakin kecil.
 - Kandungan air, semakin besar kandungan air maka faktor pengisian (*fill factor*) semakin kecil.
 - Keterampilan dan pengalaman operator, makin terampil operator mengoprasikan alat, berarti faktor pengisian (*fill factor*) akan semakin baik.

Untuk menghitung faktor pengisian (*fill factor*) dapat menggunakan rumus sebagai berikut :

$$FF = \frac{V_n}{V_t} \times 100\% \dots\dots\dots(3.2)$$

Dimana :

FF = Faktor pengisian/*fill factor* (%)

V_n = Volume mangkok alat gali aktual (LCM)

V_t = Volume mangkok alat gali berdasarkan spesifikasi alat (BCM)

Tabel 3.1
Faktor Koreksi Mangkok Alat Gali

No	Jenis Bahan yang Digali	Faktor Koreksi
1	Pasir, tanah, lempung	0,70 - 0,90
2	Batu halus, lempung halus	0,69 - 0,70
3	Bongkah, kerikil	0,6

Sumber : Partanto, 1993

2. Faktor Pengembangan (*swell factor*) yaitu material yang belum terganggu di alam dalam keadaan padat dan terkonsolidasi dengan baik, sehingga hanya sedikit bagian-bagian yang kosong atau ruangan-ruangan yang terisi udara di antara butir-butirnya, namun ketika material tersebut digali dari tempat asalnya, maka akan terjadi suatu pengembangan atau pemuaiian volume.

Untuk Perhitungannya digunakan rumus :

$$SF = \frac{V_{und}}{V_l} \times 100\% \dots\dots\dots(3.3)$$

Dimana :

SF = Faktor pengembangan/*swell factor* (%)

V_{und} = Volume tanah yang belum terganggu (BCM)

V_l = Volume tanah yang sudah digali (LCM)

3.2.3 Lokasi Penggalian *Overburden*

Untuk lokasi kegiatan penggalian *overburden* dapat diketahui melalui peta *layout* tambang maupun pengamatan dan pengukuran langsung di lapangan, lokasi penggalian *overburden* ini nantinya menentukan lokasi disposal.

3.3 Disposal

Disposal merupakan lokasi yang dirancang untuk menampung material hasil penggalian *overburden*.

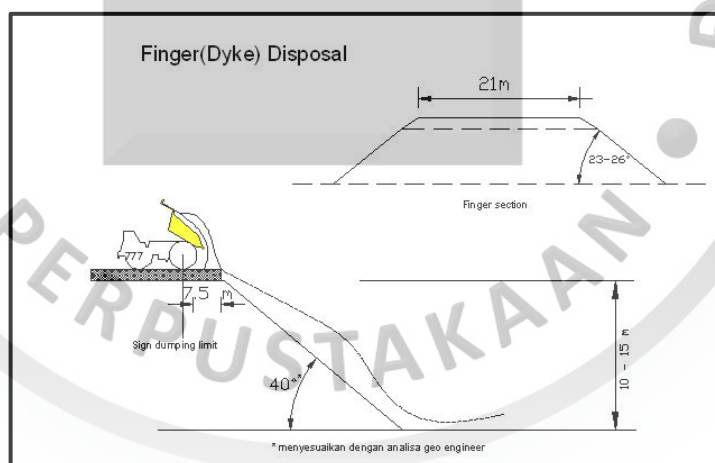
3.3.1 Tipe-tipe Disposal

Tipe-tipe disposal terbagi atas tiga jenis (Sunarno, 2008), yaitu :

1. *Square Pattern Finger Disposal*

Finger disposal adalah disposal yang dibuat maju dengan bantuan *dozer*.

Disposal tipe ini memiliki ciri-ciri yaitu ketinggian kurang dari 15 meter dengan kemiringan lereng yang landai kurang dari 400 mdpl.



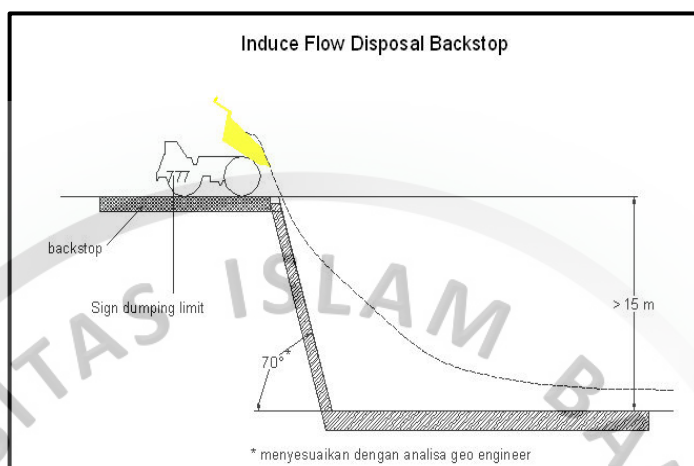
Sumber : Sunarno, P. Sorowako. 2008

Gambar 3.2
Rancangan *Finger Disposal*

2. *Induced Flow Disposal*

Induced flow disposal adalah tipe disposal yang memanfaatkan beda ketinggian > 15 meter untuk menumpahkan material dengan sudut kemiringan

antara 50° dan maksimum 70° . Disposal tipe ini dibuat di atas tanah asli yang stabil , pada area yang direkomendasikan oleh ahli geoteknik.

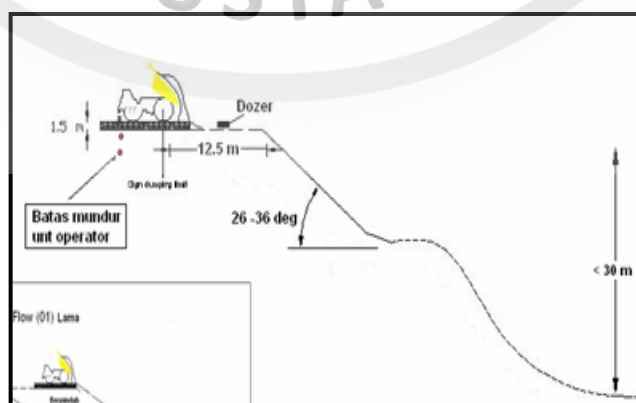


Sumber : Sunarno, P. Sorowako. 2008

Gambar 3.3
Rancangan *Induced Flow Disposal*

3. *Semi Induced Disposal*

Semi induced disposal, umumnya sama atau memiliki kemiripan dengan *induce flow* tetapi truk hanya bisa melakukan penumpahan material pada jarak tertentu yang diperbolehkan yaitu 12.5 m dari puncak lereng. Setelah itu tanah penutup didorong oleh *dozer* hingga ujung kepala tebing. Kepala tebing ke kaki tebing adalah 30 meter dengan kemiringan lereng antara 26° - 36° . Karena kemiringannya lebih besar, disposal tipe ini membutuhkan *dozer* yang lebih sedikit dari pada *Finger Flow*.



Sumber : Sunarno, P. Sorowako. 2008

Gambar 3.4
Semi Induced Flow Disposal

3.3.2 Jarak Disposal

Untuk jarak maksimum kegiatan penggalian *overburden* ke disposal harus dirancang dan direncanakan sedekat mungkin agar dapat menghemat waktu dan bahan bakar yang digunakan tanpa mengganggu aspek-aspek dalam kegiatan penambangan seperti lokasi *sump*, lokasi produksi batubara, dan tidak mengganggu jalan angkut produksi batubara. Dalam jarak maksimum penggalian *overburden* ke disposal hal yang harus diperhatikan selain jauh dan dekatnya jarak adalah kondisi dan geometri jalan diantaranya :

1. Lebar Jalan

Lebar jalan yang ideal disesuaikan dengan kebutuhan pengangkutan yang berada di atas jalan tersebut. Hal ini tentu bisa berbeda-beda setiap pembuatan jalan tambang karena fungsi jalan yang berbeda. Termasuk untuk perhitungan lebar jalan pada tikungan yang harus lebih lebar dibandingkan jalan lurus. Pada tikungan, kendaraan membutuhkan ruang gerak yang lebih lebar untuk melewatinya.

Menurut (*Aashto Manual Rural High Way Design*, 1965), lebar jalan minimum pada jalan lurus lajur ganda atau lebih, harus ditambah dengan setengah lebar alat angkut pada bagian tepi kanan dan kiri jalan, dengan demikian alat angkut dari dua arah dapat melalui jalan tersebut tanpa terhambat dan alat pendukung seperti *dozer* dapat melalui jalan tersebut tanpa mengganggu kegiatan pengangkutan. Sedangkan untuk pengukuran lebar angkut minimum bisa dilakukan dengan perhitungan rumus berikut ini :

$$L_{\min} = n \times Wt + (n + 1)(\frac{1}{2} \times Wt) \dots\dots\dots (3.4)$$

Dimana:

L_{\min} = Lebar jalan angkut minimum (m)

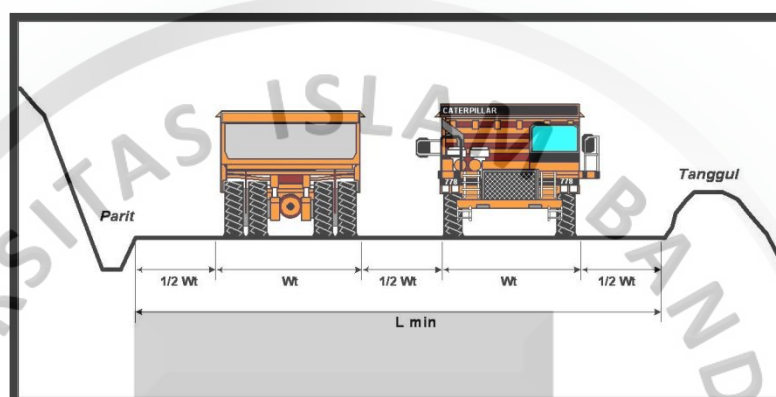
n = Jumlah lajur

Wt = Lebar alat angkut (m)

Tabel 3.2
Perhitungan Lebar jalan Angkut

Jumlah Lajur Truk	Perhitungan	Lmin
1	$1 + (2 \times 1/2)$	2,00
2	$2 + (3 \times 1/2)$	3,50
3	$3 + (4 \times 1/2)$	5,00
4	$4 + (5 \times 1/2)$	6,50

Sumber : Partanto, 1993



Sumber : Efransistin, 1987

Gambar 3.5
Lebar Jalan

Sementara lebar untuk tikungan dihitung lebih besar dengan perkiraan lebar jejak ban, lebar jantai alat angkut, jarak antar alat angkut saat dipersimpangan dan jarak kedua tepi jalan. Untuk menghitung lebar jalan pada tikungan, digunakan rumus sebagai berikut :

$$W_{min} = 2 (U + Fa + Fb + Z) + C \dots\dots\dots (3.5)$$

$$Z = \frac{(U+Fa+Fb)}{2} \dots\dots\dots (3.6)$$

Dimana :

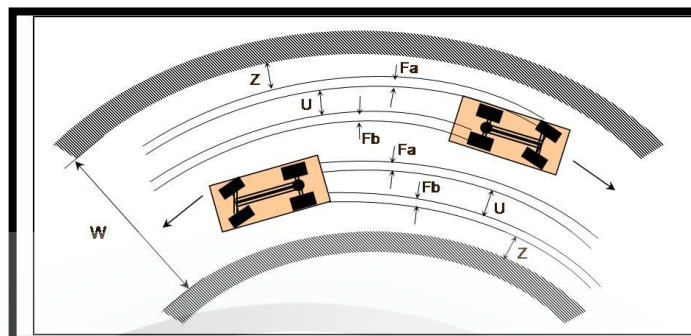
U = Lebar jejak roda (m)

Fa = Lebar jantai depan (m)

Fb = Lebar jantai belakang (m)

Z = Lebar bagian tepi jalan (m)

C = Jarak ruang antar kendaraan (m)



Sumber : Efransistin, 1987

Gambar 3.6
Lebar Jalan pada Tikungan

a. Jari-jari Tikungan dan Superelevasi

Jari-jari tikungan disesuaikan dengan konstruksi alat angkut yang akan melewatinya. Caranya dengan menghitung jarak horizontal antar poros roda depan dan belakang. Selanjutnya dihitung dengan rumus tertentu agar bisa mendapatkan nilai jari-jari tikungan. Perhitungan juga dilakukan untuk mengetahui sudut maksimum penyimpangan kendaraan dengan acuan dari kecepatan (km/jam), super elevasi (%), besar derajat tikungan dan koefisien gesek, tujuannya untuk menghindari kemungkinan kecelakaan pada kecepatan tertentu saat superelevasi maksimum dan koefisien gesek maksimum tercapai. Perhitungan matematis jari-jari tikungan sebagai berikut :

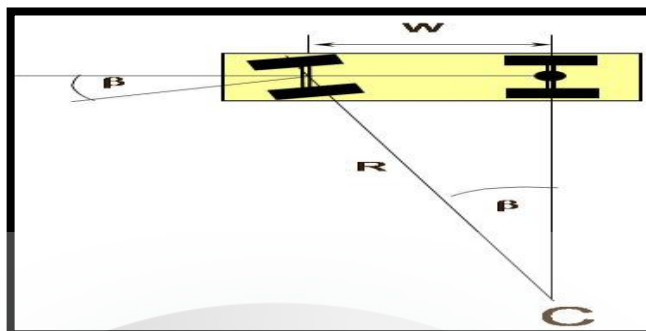
$$R = \frac{W}{\sin \beta} \dots \dots \dots (3.7)$$

Dimana :

R = Jari-jari belokan jalan (m)

W = Jarak poros roda depan-belakang (m)

β = Sudut simpangan roda depan

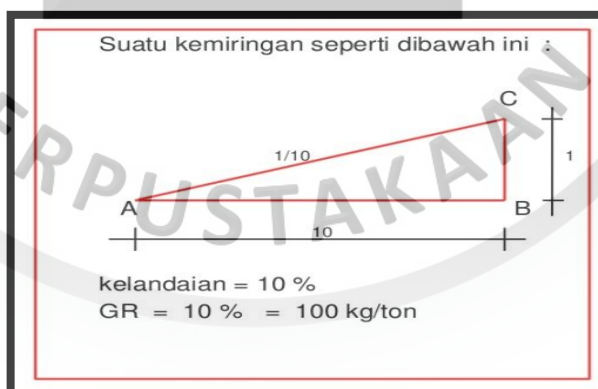


Sumber : Aashto,1965

Gambar 3.7
Jari – jari Tikungan dan Superelevasi

b. Kemiringan Jalan

Salah satu faktor penting yang harus diamati secara detail mengenai kondisi lintasan jalan angkut adalah kemiringan jalan. Kemiringan jalan berhubungan langsung dengan kemampuan alat angkut tambang, kemiringan jalan dinyatakan dalam satuan persen (%). Pengertian 1% kemiringan jalan yaitu setiap kemajuan 100 m berarti lintasan jalan naik atau turun sebanyak 1 m. Kemiringan jalan maksimum yang dapat dilalui dengan baik oleh alat angkut berkisar antara 10% – 15% atau sekitar $6^\circ - 8,50^\circ$.



Sumber : Aashto,1965

Gambar 3.8
Pengertian Kemiringan Jalan

Dalam buku pemindahan tanah mekanis (Partanto, 1993), kemiringan jalan dapat dihitung dengan rumus :

$$Grade = \frac{\Delta h}{\Delta x} \times 100\% \dots\dots\dots (3.8)$$

Dimana :

Δh = Beda tinggi antara dua titik yang diukur (m)

Δx = Jarak datar antara dua titik yang diukur (m)

Grade = Kemiringan jalan (%)

Adapun untuk mengetahui persen (%) kemiringan dalam derajat ($^{\circ}$), dihitung dengan rumus :

$$\tan \alpha = \frac{\% \alpha}{s} \dots\dots\dots (3.9)$$

Dimana :

$\% \alpha$ = persen kemiringan ($^{\circ}$)

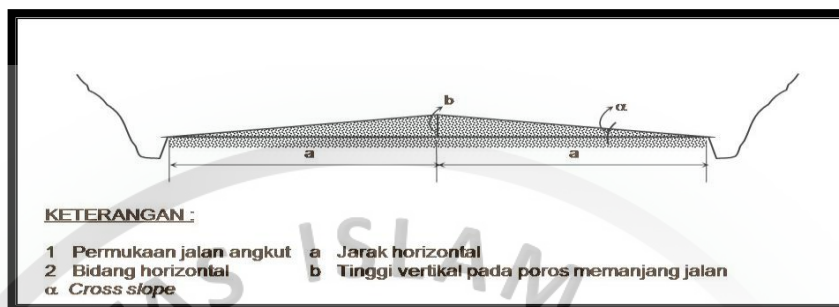
s = Jarak (m)

c. *Cross Slope*

Cross slope merupakan sudut bentukan dari dua sisi permukaan jalan pada bidang horizontal. Meski pada umumnya jalan memiliki bentuk penampang melintang, namun harus dibuat dengan sudut bentukan tertentu agar bisa memperlancar aliran air. Jika hujan turun maka air akan segera mengalir ke jalan angkut, dan tidak berhenti pada permukaan jalan. Genangan air pada tengah permukaan jalan tambang bisa membahayakan kendaraan yang melaluinya dan mempercepat kerusakan jalan. Perhitungan *cross slope* adalah dengan perbandingan jarak vertikal dan horizontal. Jalan tambang ideal seharusnya memiliki nilai *cross slope* antara 1/50 sampai 1/25 atau 20 mm/m hingga 40 mm/m.

Setelah konstruksi dilakukan dengan tepat, maka selanjutnya adalah pengerasan jalan tambang agar bisa menahan beban. Mulai dari perkerasan lentur (*flexible pavement*), perkerasan kaku (*rigid pavement*) dan perkerasan kombinasi lentur-kaku (*composite pavement*). Tujuan perkerasan jalan tambang yaitu agar mampu menahan beban pada jalan poros yang diteruskan pada lapisan pondasi, sehingga daya dukung tanah bisa maksimal. Perkerasan ini dipengaruhi oleh

kepadatan lalu lintas, mekanis bahan yang digunakan, sifat fisik dan daya dukung tanah.



Sumber : Partanto, 1993

Gambar 3.9
Cross Slope

3.3.3 Faktor Keamanan Disposal

Kestabilan suatu dinding lereng dapat dianalisis melalui perhitungan faktor keamanan lereng dengan melibatkan data sifat fisik tanah atau batuan, mekanika tanah, dan bentuk geometri lereng (Pangalar, 1985). Analisis ini juga melibatkan aspek fisik lain secara regional, yaitu dengan memperhatikan kondisi lingkungan fisiknya, baik berupa kegempaan, iklim, vegetasi, morfologi, batuan/tanah maupun situasi setempat. Kondisi lingkungan tersebut merupakan faktor-faktor yang mempengaruhi gerakan tanah dan merupakan karakter perbukitan rawan longsor (Anwar & Kesumadharna, 1991; Hirnawan, 1993, 1994). Faktor keamanan merupakan perbandingan antara gaya penahan yang membuat lereng tetap stabil, dengan gaya penggerak yang menyebabkan terjadinya longsor. Untuk mengetahui faktor keamanan dapat dihitung dengan rumus sebagai berikut :

$$FK = \frac{C.A + W \cos \alpha \tan \phi}{W \sin \alpha} \dots \dots \dots (3.10)$$

Dimana :

FK = Faktor keamanan

C = Kohesi material (kPa)

A = Luas bidang longsoran (m^2)

W = Bobot isi material (kN/m^3)

α = Sudut lereng ($^\circ$)

ϕ = Sudut geser dalam ($^\circ$)

Kondisi lereng dinyatakan aman apabila nilai faktor keamanannya lebih besar dari satu ($FK > 1$).

3.4 Produksi

Banyaknya jumlah volume *overburden* yang dipindahkan akan mempengaruhi dimensi disposal yang akan digunakan. Untuk mengetahui banyaknya jumlah volume *overburden* yang akan dipindahkan tergantung kepada :

- Efisiensi kerja.
- Nilai ketersediaan dan penggunaan alat.
- Produktivitas alat gali, muat, dan angkut.

3.4.1 Efisiensi Kerja

Untuk mengetahui efisiensi kerja, terdapat beberapa hal yang harus diketahui yaitu :

1. Waktu yang tersedia merupakan waktu yang dijadwalkan oleh pihak perusahaan dari awal masuk kerja hingga pulang kerja. Untuk mengetahui waktu yang tersedia ini dapat dilihat dari jadwal kerja yang telah ditetapkan oleh perusahaan.
2. Waktu kerja produktif merupakan waktu berkerja yang digunakan untuk kegiatan penambangan. Untuk mengetahui waktu kerja produktif adalah dengan menghitung waktu yang tersedia dikurangi dengan waktu istirahat.
3. Waktu kerja efektif merupakan waktu yang benar-benar dipergunakan untuk kegiatan produksi atau waktu kerja produktif yang telah dikurangi dengan

waktu yang terbuang oleh hambatan. Hambatan-hambatan tersebut dapat dibedakan menjadi 2 jenis, yaitu :

- Hambatan yang dapat dihindari / dikurangi, hambatan ini meliputi hambatan kerja dari keterlambatan, dan waktu *standby* alat, hambatan ini dapat dikurangi dengan perhitungan keserasian alat, manajemen waktu dan ketegasan yang telah disetujui.
- Hambatan yang tidak dapat dihindari, hambatan ini meliputi kerusakan alat, dan faktor cuaca / faktor alam.

Dengan memperhitungkan hambatan-hambatan tersebut, maka waktu kerja efektif dapat dihitung dengan menggunakan persamaan sebagai berikut (Partanto, 1993) :

$$W_p = W_t - W_i \quad \text{..... (3.11)}$$

Dimana :

W_p = Waktu produktif (jam)

W_t = Waktu kerja tersedia (jam)

W_i = Waktu istirahat (jam)

$$W_e = W_p - W_h \quad \text{..... (3.12)}$$

Dimana :

W_e = Waktu kerja efektif (jam)

W_p = Waktu produktif (jam)

W_h = Waktu hambatan (jam)

Maka, efisiensi kerja dapat dihitung dengan rumus :

$$E_f = \frac{W_e}{W_p} \times 100\% \quad \text{..... (3.13)}$$

Dimana :

E_f = Efisiensi Kerja (%)

W_p = Waktu kerja produktif (jam)

We = Waktu kerja efektif (jam)

3.4.2 Nilai Ketersediaan dan Penggunaan Alat

Untuk mendapatkan nilai ketersediaan dan penggunaan alat diperlukan beberapa data berupa : Waktu efektif (W) yaitu waktu yang benar-benar digunakan untuk bekerja (jam), Waktu *standby* (S) yaitu waktu dimana alat siap digunakan tetapi tidak digunakan karena alasan tertentu seperti hujan, lokasi belum siap dan lain sebagainya (jam), dan Waktu *repair* (R) adalah waktu yang digunakan untuk perbaikan alat, pergantian suku cadang alat, dan lain sebagainya (jam).

1. Ketersediaan Mekanis (*Mechanical of Availability*) merupakan suatu perhitungan untuk mengetahui kondisi mekanis yang sebenarnya dari alat yang sedang dipergunakan. Ketersediaan mekanis dapat dihitung dengan persamaan :

$$\text{Mechanical of Availability (MA)} = \frac{W}{W+R} \times 100\% \dots\dots\dots(3.14)$$

2. Ketersediaan Fisik (*Physical of Availability*) merupakan suatu perhitungan untuk mengetahui keadaan fisik dari alat yang sedang dipergunakan. Ketersediaan fisik pada umumnya selalu lebih besar daripada ketersediaan mekanis dan dinyatakan dalam persamaan :

$$\text{Physical of Availability (PA)} = \frac{W+S}{W+R+S} \times 100\% \dots\dots\dots(3.15)$$

3. Ketersediaan Penggunaan (*Use of Availability*) menunjukkan berapa persen (%) waktu yang dipergunakan oleh suatu alat untuk bekerja pada saat alat tersebut dapat dipergunakan (tidak rusak), ketersediaan penggunaan dinyatakan dengan persamaan :

$$\text{Use of Availability (UA)} = \frac{W}{W+S} \times 100\% \dots\dots\dots(3.16)$$

4. Penggunaan Efektif (*Effective of Utilization*) menunjukkan berapa persen (%) dari seluruh waktu kerja yang tersedia yang dapat dipergunakan untuk bekerja, penggunaan efektif dinyatakan dengan persamaan :

$$\text{Effective of Utilization (EU)} = \frac{W}{W+R+S} \times 100\% \dots\dots\dots(3.17)$$

3.4.3 Produktivitas Penggalan dan Pemuatan

Produktivitas penggalan dan pemuatan merupakan produksi yang dapat dihasilkan oleh alat gali dan muat. Produktivitas alat gali dan muat dapat dihitung dengan menggunakan rumus sebagai berikut :

$$P = C_m \times \frac{60}{C_{tm}} \times E_m \dots\dots\dots(3.18)$$

$$C_m = C_{m_1} \times FF \dots\dots\dots(3.19)$$

Dimana :

P = Produktivitas alat muat per jam (LCM/jam)

C_m = Kapasitas alat muat (LCM)

C_{tm} = Waktu edar alat muat (menit)

E_m = Efisiensi kerja alat muat (%)

C_{m₁} = Kapasitas desain mangkuk alat muat teoritis (LCM)

FF = Faktor pengisian/*fill factor* (%)

Untuk menghitung waktu edar (*cycle time*) dari alat muat, harus mengamati komponen – komponen waktu sebagai berikut :

- Waktu menyodok material (A)
- Waktu isi / setelah menyodok material (B)
- Waktu menumpahkan material (C)
- Waktu kosong / setelah menumpah material ke bak truk (D)

Untuk mendapatkan nilai rata-rata dari waktu edar alat gali dan muat digunakan sistem perhitungan statistik yaitu sistem distribusi frekuensi (DF) dengan rumus sebagai berikut :

$$CT = \frac{\sum Fi \times Xi}{n} \dots\dots\dots(3.20)$$

Dimana :

CT = Waktu edar (menit)

Σ = Jumlah

Fi = Frekuensi / banyaknya bilangan pada suatu rentang kelas

Xi = Nilai rata-rata rentang kelas

n = Banyaknya data

3.4.4 Produktivitas Pengangkutan

Produktivitas pengangkutan dapat dihitung dengan menggunakan rumus sebagai berikut :

$$P = Ca \times \frac{60}{Cta} \times Ea \times M \dots\dots\dots(3.21)$$

$$Ca = n \times Cm_1 \times FF \dots\dots\dots(3.22)$$

Dimana :

P = Produktivitas alat angkut (LCM/jam)

Ca = Kapasitas alat angkut (LCM)

Cta = Waktu edar alat angkut (menit)

Ea = Efisiensi kerja alat angkut (%)

M = Jumlah alat angkut yang dipakai

n = Jumlah pengisian oleh alat muat

Cm₁ = Kapasitas munjung mangkuk (LCM)

FF = Faktor pengisian (*fill factor*) alat muat (%)

Beberapa hal yang perlu diperhatikan pada saat mengamati waktu edar alat angkut (CTa) adalah komponen-komponen berikut :

- Waktu untuk mendapatkan posisi sebelum di muat/*setting time unit full* di *front loading Area* (Stf)
- Waktu pemuatan alat angkut oleh alat muat/*loading time* (Lt),
- Waktu mengangkut muatan dari lokasi penambangan ke disposal/*hauling time full* (Htf)
- Waktu tunggu unit angkut sebelum menumpahkan material/*waiting time disposal* (Wtd)
- Waktu yang dibutuhkan unit angkut untuk menempatkan posisi di disposal *Setting time disposal* (Std)
- Waktu yang diperlukan unit angkut untuk menumpahkan material/*drop time* (Dt)
- Waktu yang dibutuhkan unit angkut untuk kembali dari disposal ke lokasi penambangan/*hauling time empty* (Hte)
- Waktu tunggu unit angkut sebelum menempatkan posisi sebelum dimuat/*waiting time front* (Wtf)

Untuk mendapatkan nilai rata-rata dari waktu edar alat angkut digunakan sistem perhitungan statistik yaitu sistem distribusi frekuensi (DF) dengan rumus sama seperti (rumus 3.19).

3.4.5 Kecerassian Kerja

Untuk mengetahui kecerassian kerja antara alat muat dan angkut yaitu dengan menghitung faktor kecerassian nya dengan menggunakan rumus sebagai berikut :

$$MF = \frac{Na \times (Ctm \times \text{jumlah pengisian})}{Nm \times Cta} \times 100\% \dots\dots\dots (3.23)$$

Dimana :

MF = Faktor keserasian

Na = Jumlah alat angkut

Nm = Jumlah alat muat

Cta = Waktu edar alat angkut (menit)

Ctm = Waktu edar alat muat (menit)

Untuk mengetahui apakah alat sudah serasi atau belum, maka terdapat ketentuan sebagai berikut :

- Jika $MF < 1$, maka alat muat yang akan sering diam / berhenti.
- Jika $MF = 1$, maka kedua alat tersebut sudah serasi, artinya kedua alat tersebut akan sama-sama sibuk, sehingga tidak ada yang perlu menunggu.
- Jika $MF > 1$, maka alat angkut yang akan sering diam / berhenti.