Расчет схемы дробления и выбор оборудования для дробления и грохочения ч.1

Пример расчета

Исходные данные:

1) годовая производительность фабрики.

$Q_г$ = 3800000 т;

2) тип руды.

полиметаллическая;

3) максимальный диаметр куска руды.

D_{max} = 800 мм;

4) ситовой состав руды приведен в таблице 1:

Таблица 1 – Ситовой состав руды

Крупность классов, в долях D_{max}	Крупность классов, мм	Частный выход, %	Суммарный выход по «+», % (R)
$+D_{max}$	+800	0	0
$-D_{max} + {}^1/_2\ D_{max}$	–800 +400	58.0	58.0
$-{}^1/_2\ D_{max} + {}^1/_4\ D_{max}$	–400 +200	25.0	83.0
$-{}^1/_4\ D_{max} + {}^1/_8\ D_{max}$	–200 +100	10.0	93.0
$-{}^1/_8\ D_{max} + {}^1/_{16}\ D_{max}$	–100 +50	4.1	97.1
$-{}^1/_{16}\ D_{max} + {}^1/_{32}\ D_{max}$	–50 +25	1.7	98.8
$-{}^1/_{32}\ D_{max}$	–25	1.2	100.0

График ситовой характеристики по плюсу приведен на рисунке 1.

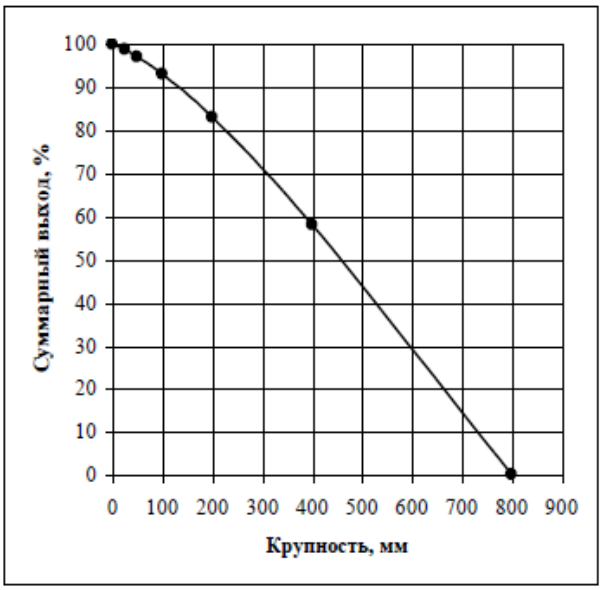


Рисунок 1 – Характеристика крупности исходной руды

5) минеральный состав руды приведен в таблице 2:

Таблица 2 – Минеральный состав руды

Название минерала	Химическая формула	Содержание в руде, %	Плотность минерала, т/м^3
Галенит	PbS	3.0	7.5
Сфалерит	ZnS	4.0	4.0
Халькопирит	$CuFeS_2$	3.0	4.2
Пирит	FeS_2	9.0	5.2
Кварц	SiO_2	45.0	2.7
Кальцит	$CaCO_3$	36.0	2.8

Рассчитаем средневзвешенную плотность руды по формуле (3):

$$\delta_т = \frac{100}{\frac{\alpha_1}{\delta_1} + \frac{\alpha_2}{\delta_2} + \ldots + \frac{\alpha_n}{\delta_n}} = \frac{100}{\frac{3.0}{7.5} + \frac{4.0}{4.1} + \frac{3.0}{4.2} + \frac{9.0}{5.2} + \frac{45.0}{2.7} + \frac{36.0}{2.8}} = 3.00 \text{ т/м}^3.$$

По формуле (4) определим насыпную плотность руды для $\mu = 0.45$:

$\delta_н = \delta_т * (1 - \mu) = 3.00 * (1 - 0.45) = 1.65$ г/см^3;

6) категория крепости и коэффициент крепости руды.

Для f = 17 по таблице А.3 приложения А категория крепости руды – твердая руда;

7) число смен и их продолжительность.

По таблице 3 принимается: число дней работы в году – 365, число смен работы в сутки – 3, продолжительность одной смены – 8 часов;

Таблица 3 – Режим работы дробилок крупного дробления

Тип дробилки	Коэффициент использования оборудования $К_в$	Режим работы		Фонд машинного времени, ч/г
		Дней в году	Часов в сутки	
Конусные				
при 7-дневной неделе	0.8	365	24	7008
при 6-дневной неделе	0.8	305	21	5124
Щековые				
при 7-дневной неделе	0.75	365	24	6570
при 6-дневной неделе	0.75	305	21	4803

8) коэффициент использования оборудования в дробильном и измельчительном переделах.

$К_{в\ дроб.} = 0.75 * 0.95 = 0.7125$;

$К_{в\ изм.} = 0.88 * 0.99 = 0.8712$;

$К_{в\ дроб}$ с учетом коэффициента:
для мягких руд – 1.05 ÷ 1.08;
для твердых руд – 0.95;
для очень твердых руд – 0.90.
$К_{в\ изм.}$ с учетом коэффициента:
для мягких руд – 1.02 ÷ 1.04;
для твердых руд – 0.99;
для очень твердых руд – 0.96.

9) относительная максимальная крупность ($Z_щ$, $Z_к$).
$Z_щ$ = 1.7 – для щековых дробилок;
$Z_к$ = 1.5 – для конусных дробилок;
10) содержание влаги в руде, %.
W = 5 %;
11) обогатительная фабрика, принятая за эталон.
Зыряновская обогатительная фабрика, перерабатывающая сульфидные руды;
12) фабричная схема измельчения.
Фабричная схема измельчения приведена на рисунке 2.

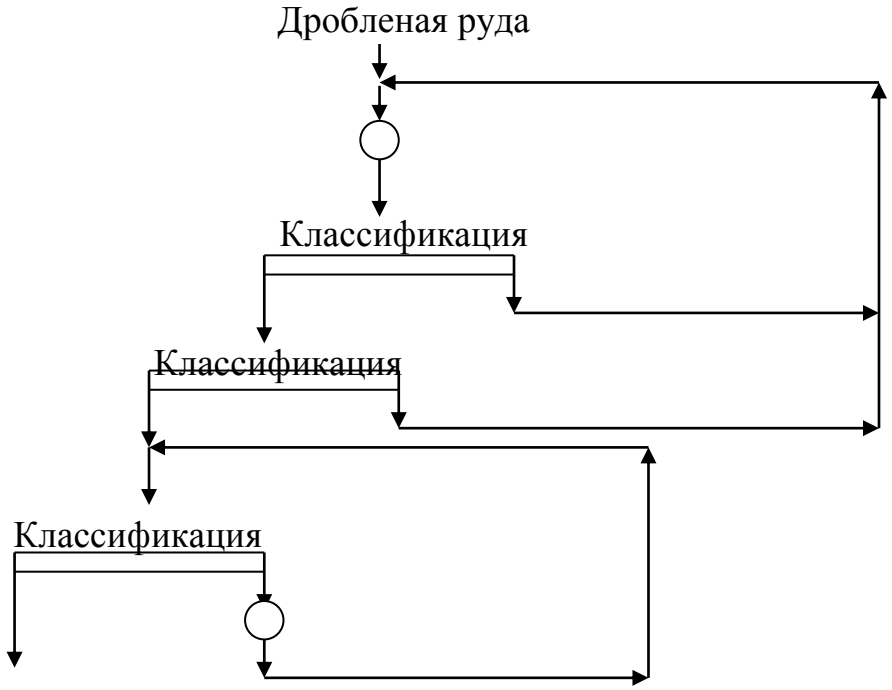


Рисунок 2 – Схема измельчения на обогатительной фабрике, принятой за эталон

13) тип мельницы в первой и последующих стадиях измельчения.
Шаровая мельница с разгрузкой через решетку (МШР) в I стадии.
Шаровая мельница с центральной разгрузкой (МШЦ) во II стадии;
14) содержание расчетного класса (β^{-74}) по операциям фабричной схемы.

Слив контрольной классификации I-ой стадии измельчения – 53 % класса –74 мкм. Слив классификации II-ой стадии измельчения – 85 % класса –74 мкм;

15) удельная производительность по стадиям для фабричных мельниц.

I-я стадия – МШР-32х31, q_{-74} = 1.73 т/($м^3$*ч);

II-я стадия – МШЦ-21х30, q_{-74} = 1.27 т/($м^3$*ч);

16) намечаемая крупность конечного продукта дробления в курсовом проекте, мм.

$d_н$ = 12 мм;

17) часовая производительность цехов дробления и измельчения.

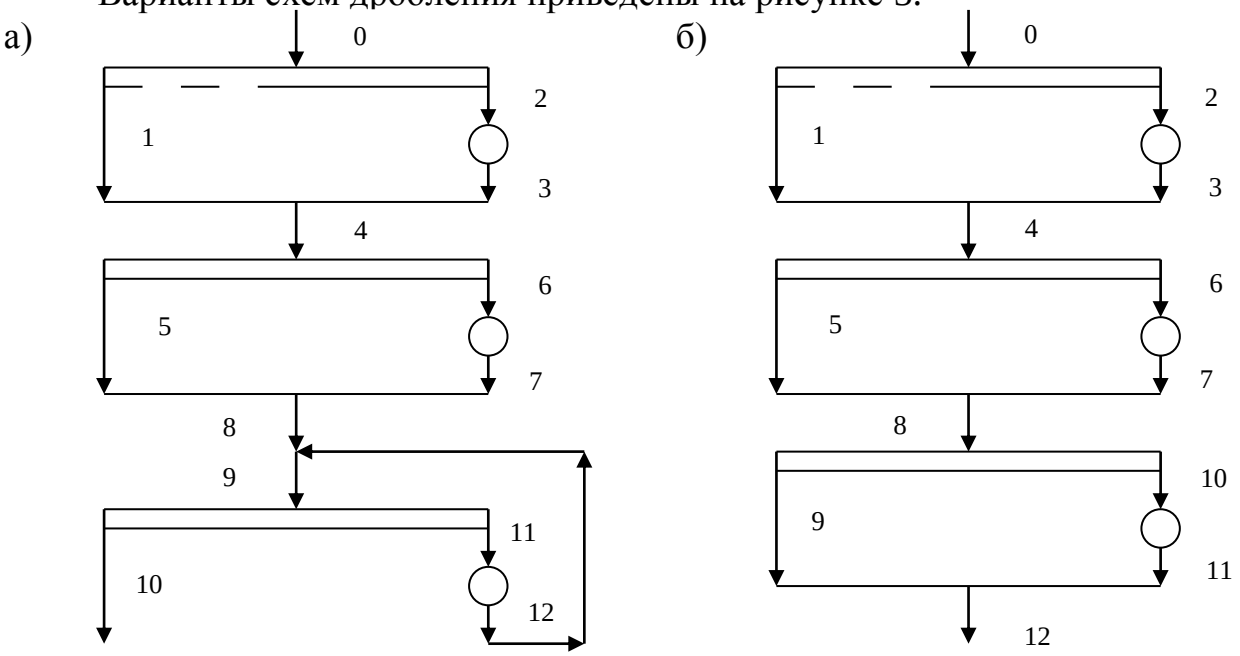
Часовая производительность цехов дробления и измельчения в соответствии с формулой (1) составит:

$$Q_{0\ др.} = \frac{Q_г}{N * m * n * K_{в\ др.}} = \frac{3800000}{365 * 3 * 8 * 0.7125} = 608.8$$ (принимается 609 т/ч);

$$Q_{0\ изм.} = \frac{Q_г}{N * m * n * K_{в\ изм.}} = \frac{3800000}{357 * 3 * 8 * 0.8712} = 509.1$$ (принимается 509 т/ч);

18) варианты схем дробления.

Варианты схем дробления приведены на рисунке 3.



а) вариант с установкой в третьей стадии дробилки КМД;

б) вариант с установкой в третьей стадии дробилки КИД.

Рисунок 3 – Варианты схем дробления

Расчет варианта I

Подбор дробилок первой стадии

По формуле (31) определяется общая степень дробления:

$$S_{общ} = \frac{D_{max}}{d_н} = \frac{800}{12} = 66.67,$$

и по формуле (32) определяется средняя степень дробления:

$$S_{II} = S_{ср} = (S_{общ})^{1/3} = 66.67^{1/3} = 4.05.$$

По D_{max} в питании (800 мм) подбираются дробилки I стадии для сравнения.

Таблица 4 – Типоразмеры дробилок для сравнения

Типоразмер дробилок	Допускаемый D_{max}, мм	Номинальное разгрузочное отверстие, мм	Пределы изменения разгрузочного отверстия, мм	Пределы изменения производительности, $м^3/ч$
ЩДП–12х15	1000	150	110 – 190	225 – 335
ЩДП–15х21	1200	180	135 – 225	360 – 540
ККД–1200	1000	150	130 – 180	550 – 800

Проверка дробилки ЩДП–12х15.

Проверка дробилки ЩДП–12х15 по схеме «А» (без предварительного грохочения)

Для получения предварительных данных расчет проводится для коэффициента загрузки $К_З$ = 0.85. В этом случае производительность дробилки должна составить: $Q_P = Q_0 / 0.85 = 609 / 0.85 = 716.5$ т/ч.

Разгрузочное отверстие дробилки определяется в соответствии с формулой (21):

$$i_P = i_{min} + \frac{Q_P - K_f * K_K * K_w * \delta_H * q_{min}}{(q_{max} - q_{min}) * K_f * K_K * K_w * \delta_H} * (i_{max} - i_{min}), \text{ мм.}$$

Значения коэффициентов определяются по таблице А.6 приложения А:
1) при f = 17 коэффициент K_f = 0.95;
2) при 0.5*В = 0.5 * 1200 = 600 мм и β_0^{+600} = 29 % коэффициент $К_к$ = 1.03;
3) при W = 5 % коэффициент K_w = 1.0.

Тогда по формуле (21):

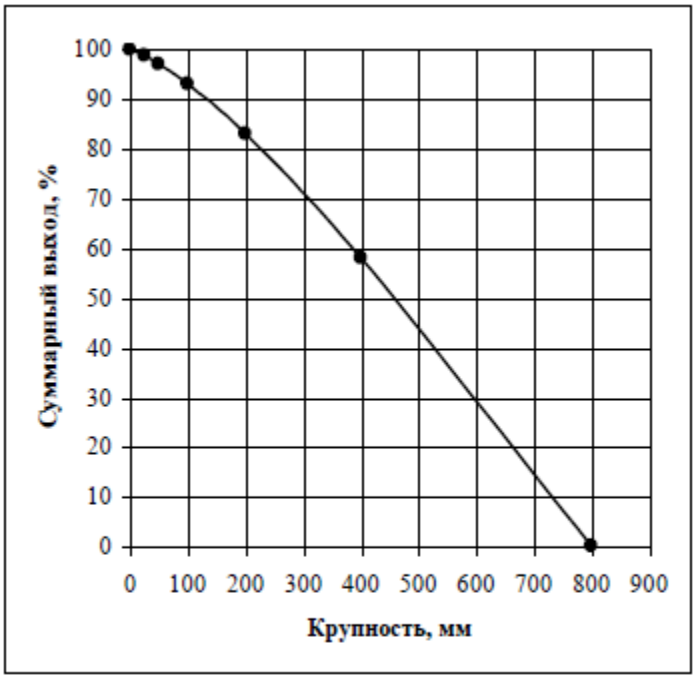
$$716.5 – 0.95 * 1.03 * 1.0 * 1.65 * 225$$

$$i_p = 150 + \frac{}{(335 - 225) * 0.95 * 1.03 * 1.0 * 1.65} * (190 - 110) = 309 \text{ мм.}$$

Т.к. $i_p > i_{max}$ (309 > 190), то вариант не принимается.

Проверка дробилки ЩДП–12х15 по схеме «Б» (с предварительным грохочением)

Определим нагрузку на дробилку. Размер отверстия грохота принимается равным $i_н$ (a_I = 150 мм). Содержание отсеваемого класса определяется по характеристике крупности исходного питания (β_0^{-150} = 12 %).



Масса отсеваемого класса в соответствии с формулой (5) составит:

$Q_1 = Q_0 * \beta_0^{-150} * E_I = 609 * 0.12 * 0.60 = 43.8$ т/ч;

загрузка дробилки составит $Q_2 = Q_0 - Q_1 = 609 - 43.8 = 565.2$ т/ч.

Для $K_з$ = 0.85 по формуле (21) рассчитаем разгрузочное отверстие:

$$i_p = 150 + \frac{565.2/0.85 - 0.95 * 0.97 * 1.0 * 1.65 * 225}{(335 - 225) * 0.95 * 0.97 * 1.0 * 1.65} * (190 - 110) = 286 \text{ мм.}$$

Т.к. и в этом случае $i_p > i_{max}$ (286 > 190), то вариант установки одной дробилки ЩДП–12х15 не проходит.

Проверка дробилки ЩДП–15х21

Проверка дробилки ЩДП–15х21 по схеме «А» (без предварительного грохочения)

Коэффициент $К_К$ для этого типоразмера дробилки составит:
при 0.5*В = 0.5*1500 = 750 мм для β_0^{+750} = 8 % коэффициент $К_К$ = 1.09.

Для $К_З$ = 0.85 по формуле (21) рассчитаем разгрузочное отверстие:

$$i_p = 135 + \frac{716.5 - 0.95 * 1.09 * 1.0 * 1.65 * 360}{(540 - 360) * 0.95 * 1.09 * 1.0 * 1.65} * (225 - 135) = 165 \text{ мм.}$$

Т.к. $i_{min} < i_p < i_н$, то принимаем $i_p = i_н = 180$ мм.

В этом случае крупность дробленого продукта в первой стадии по формуле (2) составит:

$$d_I = i_p * Z_I = 180 * 1.7 = 306 \text{ мм.}$$

Для получения продукта с d_I = 300 мм разгрузочное отверстие дробилки в соответствии с формулой (38) составит:

$$i_p = \frac{300}{Z_I} = \frac{300}{1.7} = 176 \text{ мм.}$$

Производительность дробилки рассчитывается по формуле (20):

$$Q_p = K_f * K_k * K_w * \left[q_{min} + \frac{q_{max} - q_{min}}{i_{max} - i_{min}} * (i_p - i_{min})\right] * \delta_н \text{ , т/ч;}$$

и составит:

$$Q_p = 0.95 * 1.09 * 1.0 * \left[360 + \frac{540 - 360}{225 - 135} * (176 - 135)\right] * 1.65 = 755.2 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки рассчитывается по формуле (35):

$$К_з = \frac{Q_П}{Q_p} = \frac{609}{755.2} = 0.81.$$

Для этого варианта степени дробления, рассчитанные по формулам (33), (32) и (34), составят:

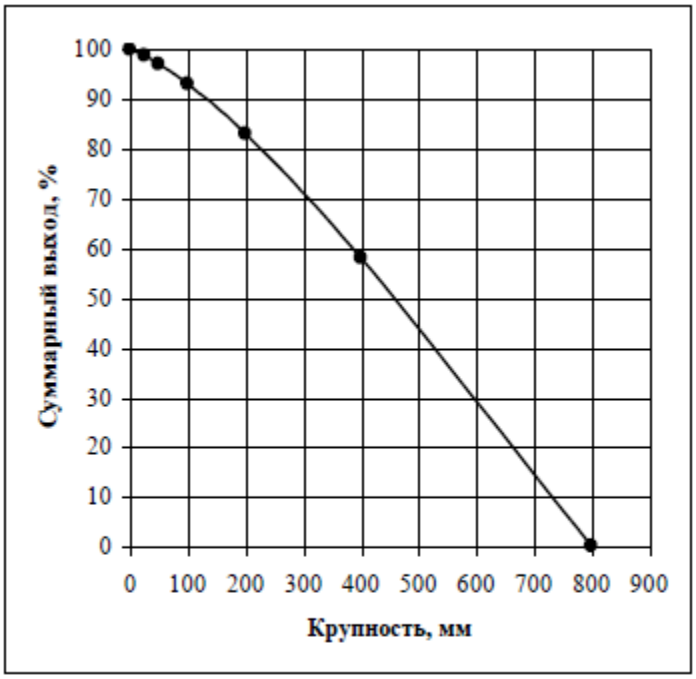
$$S_I = D_{max} / d_I = 800 / 300 = 2.67;$$

$S_{II} = S_{ср} = 4.05$;

$$S_{III} = \frac{S_{общ}}{S_I * S_{II}} = \frac{66.67}{2.67 * 4.05} = 6.17.$$

Проверка дробилки ЩДП–15х21 по схеме «Б» (с предварительным грохочением)

Определим нагрузку на дробилку. Размер отверстия грохота принимается равным $i_н$ (a_I = 180 мм). Содержание отсеваемого класса определяется по характеристике крупности исходного питания (β_0^{-180} = 15 %).



Масса отсеваемого класса в соответствии с формулой (5) составит:

$Q_1 = Q_0 * \beta_0^{-180} * E_I = 609 * 0.15 * 0.60 = 54.8$ т/ч;

загрузка дробилки составит $Q_2 = Q_0 – Q_1 = 609 – 54.8 = 554.2$ т/ч.

Для $K_з = 0.85$ по формуле (21) рассчитаем разгрузочное отверстие:

$$i_p = 135 + \frac{554.2/0.85 – 0.95 * 1.09 * 1.0 * 1.65 * 360}{(540 – 360) * 0.95 * 1.09 * 1.0 * 1.65} * (225 – 135) = 146 \text{ мм}.$$

Т.к. $i_{min} < i_p < i_н$, то принимаем $i_p = i_н = 180$ мм.

В этом случае крупность дробленого продукта в первой стадии по формуле (2) составит:

$d_I = 180 * 1.7 = 306$ мм.

Для получения продукта с d_I = 300 мм разгрузочное отверстие дробилки в соответствии с формулой (38) составит:

$$i_p = \frac{300}{1.7} = 176 \text{ мм.}$$

Производительность дробилки, рассчитанная в соответствии с формулой (20), составит:

$$Q_p = 0.95 * 1.09 * 1.0 * [360 + \frac{540 - 360}{225 - 135} * (176 - 135)] * 1.65 = 755.2 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки, рассчитанный в соответствии с формулой (35), составит:

$$K_з = \frac{554.2}{755.2} = 0.73.$$

Для этого варианта степени дробления, рассчитанные по формулам (33), (32) и (34), составят:

$S_I = 800 / 300 = 2.67$;

$S_{II} = 4.05$;

$$S_{III} = \frac{66.67}{2.67 * 4.05} = 6.17.$$

Проверка дробилки ККД–1200

Проверка дробилки ККД–1200 по схеме «А» (без предварительного грохочения)

Коэффициент $К_к$ для этого типоразмера дробилки составит:
при $0.5*B = 0.5 * 1200 = 600$ мм и $\beta_0^{+600} = 29$ % коэффициент $К_к = 1.03$.

Для $K_з = 0.85$ по формуле (21) рассчитаем разгрузочное отверстие:

$$716.5 – 0.95 * 1.03 * 1.0 * 1.65 * 550$$

$$i_p = 130 + \frac{}{(800 - 550) * 0.95 * 1.03 * 1.0 * 1.65} * (180 - 130) = 109 \text{ мм.}$$

Т.к. $i_p < i_{min}$, то $i_p = i_н = 150$ мм.

В этом случае крупность дробленого продукта в первой стадии по формуле (2) составит:

$d_I = 150 * 1.6 = 240$ мм.

Для этого варианта степени дробления, рассчитанные по формулам (33), (32) и (34), составят:

$S_I = 800 / 240 = 3.33;$

$S_{II} = 4.05;$

$$S_{III} = \frac{66.67}{3.33 * 4.05} = 4.94.$$

Производительность дробилки, рассчитанная в соответствии с формулой (20), составит:

$$Q_p = 0.95 * 1.03 * 1.0 * [550 + \frac{800 - 540}{180 - 130}*(150 - 130)] * 1.65 = 1049.4 \text{ т/ч.}$$

Коэффициент загрузки, рассчитанный в соответствии с формулой (35), составит:

$$K_з = \frac{609}{1049.4} = 0.58.$$

Проверка дробилки ККД–1200 по схеме «Б» (с предварительным грохочением)

Т.к. дробилка ККД–1200 по схеме «А» (без предварительного грохочения) проходит с приемлемым коэффициентом загрузки, то проверку по схеме «Б» (с предварительным грохочением) проводить необязательно. Также не обязательно проводить проверку дробилки ККД–1350.

Анализ выполненных расчетов по подбору дробилок I стадии

Данные по подбору дробилок I стадии приведены в таблице 5.

Таблица 5 – Расчетные значения для выбора дробилок I стадии

Типоразмеры дробилок	Тип схемы Дробления	Нагрузка на дробилку Q_0 или Q_2, т/ч	Расчетная производительность, т/ч	Расчетное разгрузочное отверстие, мм	Номинальная крупность дробленого продукта, мм	Степень дробления по стадиям			Коэффициент загрузки	Рекомендации
						S_I	S_{II}	S_{III}		
ЩДП–12х15	А	609	—	—	—	—	—	—	—	не рек.
	Б	565.2	—	—	—	—	—	—	—	не рек.
ЩДП–15х21	А	609	755.2	176	300	2.67	4.05	6.17	0.81	не рек.
	Б	554.2	755.2	176	300	2.67	4.05	6.17	0.73	реком.
ККД–1200	А	609	1049.4	150	240	3.33	4.05	4.94	0.58	не рек.

Анализ расчетных данных в таблице 5 показывает, что наиболее оптимальным является вариант установки дробилки ЩДП–15х21, т.к. она имеет преимущество перед дробилкой ККД–1200 в меньшей мощности электродвигателя.