

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

Кафедра обогащения полезных ископаемых

Составители
М. С. Клейн
Т. Е. Вахонина

ОПРОБОВАНИЕ И КОНТРОЛЬ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Методические указания к курсовому проекту

Рекомендовано учебно-методической комиссией
специальности 21.05.04 Горное дело
в качестве электронного издания
для использования в образовательном процессе

Кемерово 2019

Рецензент

Удовицкий В. И. – профессор, зав. кафедрой обогащения полезных ископаемых

**Клейн Михаил Симхович,
Вахонина Татьяна Евгеньевна**

Опробование и контроль процессов обогащения: методические указания к курсовому проекту [Электронный ресурс] для обучающихся специальности 21.05.04 Горное дело, специализации Обогащение полезных ископаемых, всех форм обучения / сост.: М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина; КузГТУ. – Электрон. издан. – Кемерово, 2019.

Представлены цель, общие сведения и пример расчета схемы обогащения, требования к содержанию и оформлению пояснительной записки, приведены исходные данные, схема и формулы необходимые для расчета.

Назначение издания – помощь обучающимся в получении знаний по дисциплине «Опробование и контроль процессов обогащения» и в выполнении курсового проекта.

© КузГТУ, 2019
© Клейн М. С.,
Вахонина Т. Е.,
составление, 2019

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Курсовой проект по дисциплине «Опробование и контроль процессов обогащения» посвящен выбору и расчету установки для механизированного отбора пробы и схемы разделки отобранной пробы. В результате выполнения курсового проекта студенты должны составить схемы текущего опробования технологического процесса, рассчитать норматив потерь угля при его переработке.

Цель курсового проекта – научить студентов выбирать и рассчитывать установки для механизированного отбора пробы и схемы разделки отобранной пробы, составлять схемы опробования технологического процесса, рассчитывать норматив потерь угля при его переработке.

Задачи курсового проекта: выбрать и рассчитать установку для механизированного отбора пробы и схему разделки отобранной пробы, составить схему опробования технологического процесса, рассчитать норматив потерь угля при его переработке.

Пояснительная записка объемом 25–30 страниц оформляется на компьютере. Схемы опробования технологического процесса и разделки проб приводятся в пояснительной записке.

Курсовая работа сдается на проверку преподавателю и защищается на кафедре обогащения полезных ископаемых в установленные сроки.

Содержание пояснительной записки к курсовому проекту

1. Задание на курсовой проект.
2. Расчет установки для механизированного отбора пробы, выбор и расчет схемы разделки отобранной пробы.
3. Составление схемы опробования технологического процесса для оперативного контроля.
4. Расчет норматива потерь угля при его переработке.
5. Список использованной литературы.

На листе графической части приводится технологическая схема с указанием продуктов технологического процесса, подлежащих контролю, места отбора проб, определяемые показатели качества.

Методические указания рассчитаны на самостоятельную работу студентов с рекомендуемой литературой и не могут заменить её.

1. ВЫБОР И РАСЧЕТ УСТАНОВКИ ДЛЯ ОТБОРА ПРОБЫ И СХЕМЫ РАЗДЕЛКИ ОТОБРАННОЙ ПРОБЫ

1.1. Исходные данные

В задании на курсовую работу указываются следующие исходные данные:

- вид опробуемого материала – уголь, руда;
- масса опробуемого материала – M , т;
- производительность опробуемого потока – $Q_{\text{п}}$, т/ч;
- максимальный размер куска опробуемого материала – d_{max} , мм;
- показатель неоднородности опробуемого материала – σ ;
- допустимая погрешность отбора проб – m ;
- коэффициент гарантии заданной точности опробования – t .

1.2. Расчет минимальной массы начальной пробы

Минимальная масса пробы оказывает влияние на точность опробования и результаты определения исследуемого параметра. В практике опробования применяется большое число уравнений для определения минимальной массы пробы. Это обстоятельство связано с тем, что в разное время и для различных полезных ископаемых были проведены исследования для уточнения уравнений, определяющих минимальную массу пробы.

Основные закономерности изменения массы пробы в зависимости от факторов, влияющих на эту массу, отражены в формуле

$$q_{\text{min}} = 2 \cdot 10^{-6} S_{\text{к}}^2(\bar{d}_{\text{с}}) \cdot S_{\text{доп}}^{-2} \cdot \bar{\delta} \cdot f \cdot d_{\text{с}}^3, \quad (1)$$

где $S_{\text{к}}^2(\bar{d}_{\text{с}})$ – дисперсия покускового опробования для кусков среднего размера, %; δ – плотность опробуемого материала, г/см³; f – коэффициент формы; $\bar{d}_{\text{с}}$ – размер ячейки сита, на кото-

ром остается 50% материала, мм; $S_{\text{доп}}^{-2}$ – дисперсия допустимой погрешности при отборе, %.

Достаточно широко до последнего времени пользуются эмпирической формулой Чечотта:

$$q_{\min} = k \cdot d_{\max}^2, \quad (2)$$

где q_{\min} – минимальная масса пробы, кг; k – коэффициент, зависящий от свойств опробуемого массива; d_{\max} – максимальный размер куска, мм. Для руд цветных металлов коэффициент k принимается равным 0,06–0,2; для железных руд 0,025–0,1; для марганцевых руд 0,1; для угля 0,05. Значения этого коэффициента для соответствующих полезных ископаемых приведены в литературе [3, с. 358. табл. 152].

Формула Чечотта дает удовлетворительные результаты для углей и железных руд. Эта формула введена в ГОСТ.

В последнее время многие исследователи пользуются более общей формулой, предложенной Демондом и Хальфердалем, которая представляет дальнейшее развитие формулы Чечотта:

$$q_{\min} = k \cdot d_{\max}^{\alpha}, \quad (3)$$

где k – коэффициент, зависящий от свойств опробуемого массива; d_{\max} – максимальный размер куска, мм; α – показатель степени, величина которого зависит от вида полезного ископаемого.

Пользуясь этой формулой можно получить удовлетворительные результаты при установлении минимальной массы пробы, если будут подобраны экспериментально коэффициент k и показатель степени α .

В зависимости от типа полезного ископаемого и назначения пробы выбирается соответствующая формула для расчета минимальной массы пробы [5, с. 39; 7, с. 23].

В курсовой работе следует выбрать формулу для расчета минимальной массы пробы опробуемого материала и назвать автора формулы.

1.3. Расчет числа частичных проб и веса одной частичной пробы

Расчет числа частичных проб n производится по формуле

$$n = t^2 \frac{\sigma^2}{m^2}, \quad (4)$$

где t – коэффициент гарантии заданной точности опробования; σ – показатель неоднородности опробуемого материала; m – погрешность опробования в зависимости от точности химических анализов.

Значение m указывается в задании или принимается по табл. 155 [3].

Вес минимальной частичной пробы определяется по формуле

$$q_{\min}^{\text{част}} = \frac{q_{\min}}{n}. \quad (5)$$

Интервал времени t в минутах, через который должны отбираться частичные пробы, вычисляются по формуле

$$t = \frac{60 \cdot M}{Q_{\text{п}} \cdot n}, \quad (6)$$

где M – масса опробуемого материала, т; $Q_{\text{п}}$ – производительность опробуемого потока, т/ч.

1.4. Выбор пробоотборника для отбора пробы из потока материала и расчет размеров ковша

Для отбора пробы принимается ковшовый цепной пробоотборник. При этом в первую очередь необходимо согласовать размеры отсекающего ковша с размерами максимального куска опробуемого материала и габаритами (толщиной) опробуемого потока материала [3, с. 375; 4, с. 101]. Рассчитываются следующие параметры ковша:

- ширина ковша b из условий исключения заклинивания крупных кусков должна быть не менее $3 d_{\max}$;
- глубина ковша h из условий предотвращения возможного выскакивания кусков ископаемого при заполнении ковша должна быть не менее $3-4 d_{\max}$;

- длина ковша l должна быть больше, чем толщина слоя материала. Условно следует считать, что толщина слоя будет равна $3-4 d_{\max}$. Длина ковша принимается больше толщины слоя на $150-200$ мм.

Отсюда объем ковша A равняется

$$A = v \cdot h \cdot l = 3 \cdot d_{\max} \cdot 4 \cdot d_{\max} \cdot (4 \cdot d_{\max} + 200), \text{ мм}^3. \quad (7)$$

Максимальный вес материала q_k в кг, который может вместить ковш при одном пробоотсекании, составит

$$q_k = \frac{A \cdot \rho \cdot \eta \cdot 0,75}{1000}, \quad (8)$$

где A – теоретический объем ковша, см^3 ; ρ – плотность материала г/см^3 ; η – коэффициент разрыхления материала в ковше принимается в диапазоне $0,75-0,9$; $0,75$ – коэффициент заполнения ковша материалом.

Пробоотборник выбирается по результатам расчета веса отбираемой им частичной пробы $q_{\text{част}}$ и выполнения условия, которое заключается в том, что полученная величина $q_{\text{част}}$ должна быть больше величины $q_{\min}^{\text{част}}$, а также меньше максимального веса материала, который может вместить ковш q_k :

$$q_k \geq q_{\text{част}} > q_{\min}^{\text{част}}. \quad (9)$$

Исходя из этого условия, определяем максимальную необходимую скорость движения ковша – \mathcal{G}_H , обеспечивающую выполнение условия (9), по формуле

$$\mathcal{G}_k \leq \mathcal{G}_H = \frac{Q \cdot v}{3600 \cdot q_{\min}^{\text{част}}} \quad (10)$$

где Q – производительность опробуемого потока, т/ч; v – ширина ковша, мм; \mathcal{G}_k – скорость движения ковша при отсекании пробы, м/с. Скорость движения ковша \mathcal{G}_k приведена в каталогах [3, 4, 6].

По каталогу выбираем пробоотборник со скоростью движения ковша $\mathcal{G}_k \leq \mathcal{G}_H$ и рассчитываем вес отбираемой частичной пробы $q_{\text{част}}$ (кг) по формуле

$$q_{\text{част}} = \frac{Q \cdot v}{3600 \cdot \mathcal{G}_k}, \quad (11)$$

Если в каталоге отсутствуют пробоотборники с необходимой скоростью движения ковша, следует задаться величиной q_k , соблюдая приведенные выше условия (9 и 10).

Максимальный вес материала в ковше q_k должен быть больше, чем расчетная величина веса частичной пробы $q_{\text{част}}$, как минимум на 25–30%. Если это положение не соблюдается, то размер ковша (глубина) должен быть увеличен до пределов, обеспечивающих указанное выше требование.

На основании веса частичной пробы $q_{\text{част}}$ определяется начальный вес всей пробы материала $q_{\text{нач}}$, отбираемой пробоотборником:

$$q_{\text{нач}} = q_{\text{част}} \cdot n, \quad (12)$$

где n – число частичных проб.

Проверяем выполнение условия:

$$q_{\text{нач}} > q_{\text{min}}.$$

1.5. Составление и расчет схемы разделки проб

1.5.1. Составление схемы разделки проб

Схема разделки пробы состоит из нескольких стадий и включает последовательные операции дробления или измельчения, грохочения или классификации, перемешивания, сокращения и деления пробы.

За основу при составлении количественной схемы разделки пробы можно принять схему и условные обозначения, приведенные на рис. 1 и в литературе [4, с. 180; 6, с. 96].

В пояснительной записке на схеме разделки пробы для каждой стадии указываются: начальный вес пробы, поступающей на данную стадию – $q_{\text{нач}}$; максимальный размер куска в пробе, поступающей на данную стадию – $d_{\text{max}}^{\text{нач}}$; максимальный размер куска в пробе после дробления на данной стадии – $d_{\text{max}}^{\text{др}}$; минимальный вес пробы после дробления – q_{min} ; степень i и число приемов m_c сокращения на данной стадии разделки пробы; конечный вес пробы после сокращения на данной стадии – q_k .

Для дробления материала в процессе разделки пробы принимать щековые, молотковые и валковые дробилки, с учетом максимальной допустимой степени дробления:

а) для щековой дробилки – $4 \div 6$;

б) для молотковой и валковой дробилок – по техническим характеристикам.

Для измельчения руды рекомендуется использовать истиратели и мельницы.

Характеристики указанного оборудования и обоснование его выбора привести в пояснительной записке к схеме разделки пробы.

Для каждой стадии разделки пробы выбираются способы перемешивания и сокращения с учетом веса и крупности разделяемой пробы.

Конечный вес пробы q_k после ее разделки при крупности менее 0,2 мм принять равным весу пробы для химического анализа – 0,05–0,1 кг, вес дубликата пробы – 0,2–0,3 кг.

1.5.2. Расчет схемы разделки проб

Первая (предварительная) стадия разделки начальной пробы включает операции перемешивания и сокращения пробы и проводится только в том случае, если степень сокращения i начальной пробы больше или равна двум (по формуле 13).

В каждой стадии разделки пробы расчет операций дробления и сокращения пробы выполняется в следующей последовательности:

- принимаем максимальный размер куска $d_{\max}^{\text{др}}$ в пробе после дробления на данной стадии;

- рассчитываем минимальный вес пробы после дробления q_{\min} по формуле, выбранной в разделе 2;

- определяем степень сокращения i начальной пробы (поступающей на данную стадию) по формуле

$$i = \frac{q_{\text{нач}}}{q_{\min}}; \quad (13)$$

- рассчитываем число приемов сокращения m_c на основании следующей формулы:

$$m_c = \frac{\lg i}{\lg 2} \quad (14)$$

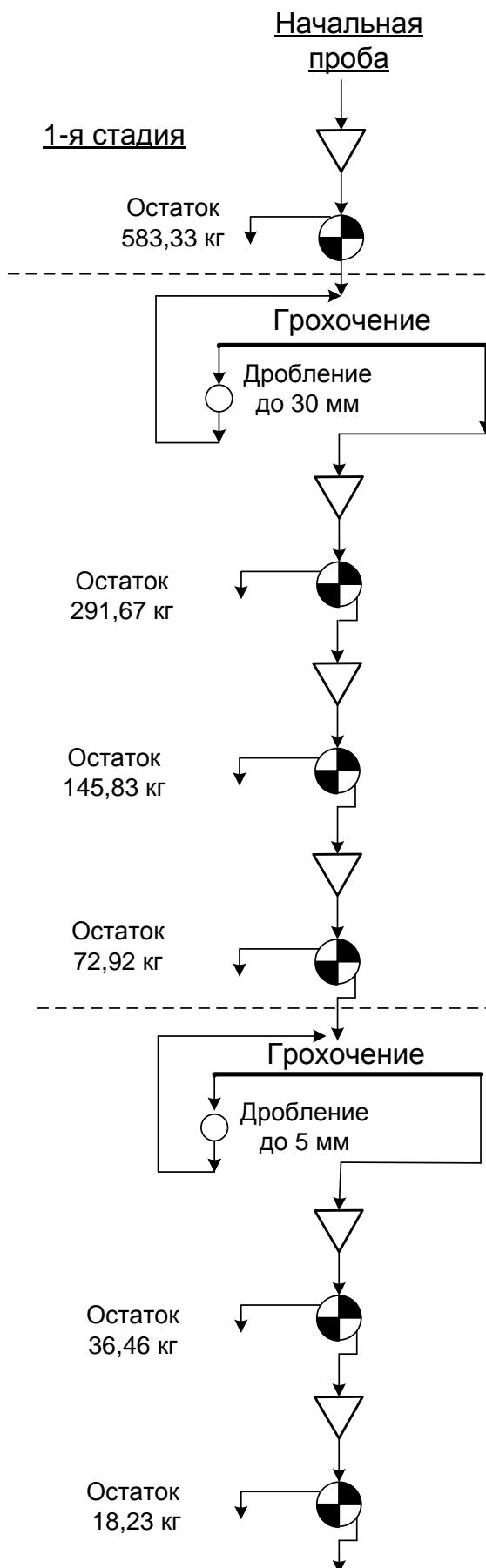
Полученное значение m_c округляем в меньшую сторону до целого числа, при этом применение формулы (14) допустимо при условии расчета минимального веса начальной пробы по формуле $q_{\min} = k \cdot d_{\max}^2$;

- определяем вес пробы q_k , выходящей из стадии разделки пробы по формуле

$$q_k = q_{\text{нач}} / 2^{m_c} \quad (15)$$

При расчете последней стадии разделки пробы минимальный вес пробы принимается равным весу пробы, направляемой на анализ:

$$q_{\min} = q_a = 0,05-0,1 \text{ кг.}$$



$$q_{нач} = 1166,67 \text{ кг};$$

$$d_{max}^{нач} = 100 \text{ мм}; \quad d_{max}^{оп} = 100 \text{ мм};$$

$$q_{min} = kd^2 = 500 \text{ кг};$$

$$i = q_{нач} / q_{min} = 1166,67 / 500 = 2,33;$$

$$m_c = iq / q_2 = 2,33 / 2 = 1,22 \approx 1$$

$$q_k = q_{нач} / 2^{m_c} = 1166,67 / 2^1 = 583,33 \text{ кг}.$$

2-я стадия

$$q_{нач} = 583,33 \text{ кг};$$

$$d_{max}^{нач} = 100 \text{ мм}; \quad d_{max}^{оп} = 30 \text{ мм};$$

$$q_{min} = kd^2 = 45 \text{ кг};$$

$$i = q_{нач} / q_{min} = 583,33 / 45 = 12,96;$$

$$m_c = iq / q_2 = 12,96 / 2 = 3,7 \approx 3$$

$$q_k = q_{нач} / 2^{m_c} = 583,33 / 2^3 = 72,92 \text{ кг}.$$

3-я стадия

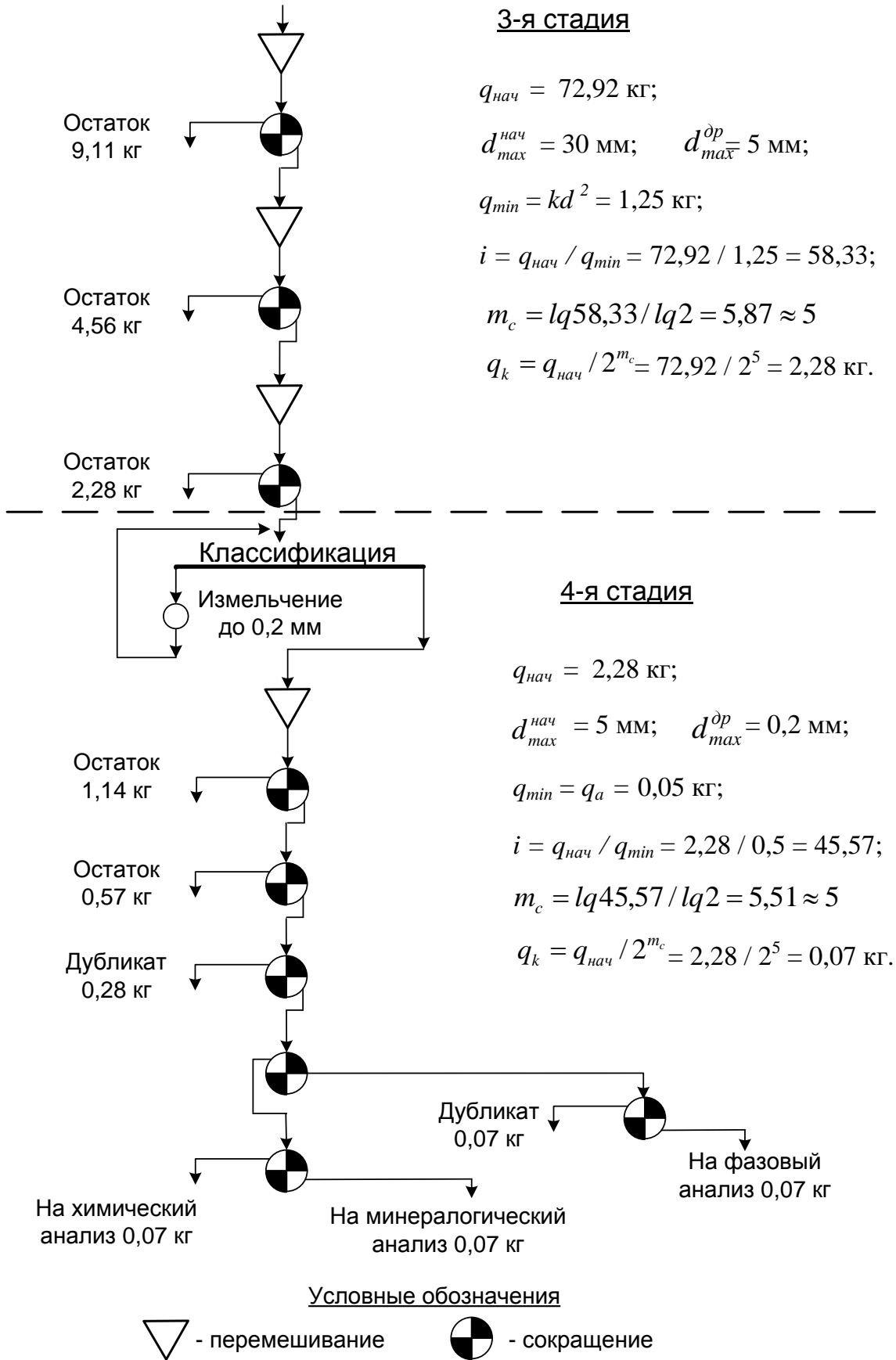


Рис. 1. Схема разделки пробы

2. СОСТАВЛЕНИЕ СХЕМЫ ОПРОБОВАНИЯ НА УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

Схемы опробования процессов углеобогачительных фабрик должны предусматривать получение данных для составления товарного и технологического балансов, а также оперативного опробования и контроля технологических процессов [1, с. 119–123].

Товарный баланс составляется по данным анализа товарных проб и весового учета поступивших на фабрику рядовых углей и отгруженных товарных продуктов обогащения и отходов. Товарный баланс отличается большой точностью определения качественных и количественных показателей и позволяет учесть потери угля при обогащении.

Товарный баланс составляется ежемесячно. Месячный товарный баланс является основой для составления квартального и годового товарных балансов. Для составления товарного баланса необходимо иметь данные:

- о массе (объеме) и качестве полученных фабрикой в течение месяца рядовых углей;

- о массе и качестве полученных за месяц продуктов обогащения;

- о массе рядового угля и продуктов обогащения, имевшихся в начале и конце месяца на складах и в бункерах.

Технологический баланс составляется по данным анализа технологических проб и весового учета переработанных рядовых углей и полученных продуктов обогащения.

Сменный технологический баланс является исходным документом для составления суточного, декадного, месячного и годового технологических балансов.

Для составления сменного технологического баланса необходимо иметь следующие данные:

- масса переработанного за смену угля;

- зольность и содержание влаги в среднесменной пробе рядового угля;

- масса полученных за смену продуктов обогащения;

зольность и содержание влаги в среднесменных пробах продуктов обогащения.

Определить массу продуктов обогащения, полученных за смену, возможно, если известна масса продуктов обогащения в бункерах на начало и конец смены, масса продуктов обогащения, загруженных в течение смены в погрузочные бункера, масса породы, выданной за смену в отвал.

Технологический баланс составляется ежемесячно, является основой рапорта о работе смены и используется для оперативного контроля технологического процесса (проверки выхода концентрата и степени извлечения горючей массы) и оценки работы отдельных технологических комплексов (углеприем, гравитационное отделение, сушка, погрузка и др.) по качеству и количеству полученных продуктов.

Оперативный контроль на обогатительных фабриках занимает важное место в управлении технологическими процессами с целью поддержания оптимальных режимов обогащения рядовых углей, обеспечивающих выпуск конечных продуктов требуемого качества при минимально-достижимых потерях угля с отходами.

Управление процессами должно базироваться на совершенной системе простого, надежного, оперативного и достаточно точного контроля качества угля в процессе производства. Контроль показателей, характеризующих эффективность процессов обогащения, является необходимым элементом в цепи обратной связи систем автоматического управления.

Контролю должны подвергаться только те показатели качества, которые эффективно влияют на процесс, а из двух взаимосвязанных показателей должен контролироваться только один.

Объем контроля качества продуктов обогащения определяется в основном схемой, периодичностью и точностью определения контролируемых показателей.

За основу составления схемы опробования и контроля процессов обогащения принимается технологическая схема фабрики, на которой студент проходил производственную практику. За основу при разработке этой схемы и условных обозначений операций опробования и контроля на схеме принимается соответствующий раздел курса лекций «Опробование и контроль технологи-

ческих процессов обогащения», а также схемы опробования и пояснения к ним, приведенные в рекомендованной литературе [1, 3, с. 367; 9, с. 205; 12].

В дополнение к принятой схеме в записке приводятся таблицы параметров качественного и количественного контроля технологического процесса обогащения. Порядок и пример заполнения этих таблиц для фабрик, обогащающих коксующиеся угли, показан в табл. 1 и 2, а также рассматривается в рекомендованной литературе [7, с. 252, табл. 25; 9, с. 206, табл. 43; 12]. В случае необходимости таблица дополняется пояснениями в тексте записки к курсовой работе. Пример изображения на схеме точек опробования и видов анализа показан на рис. 2.

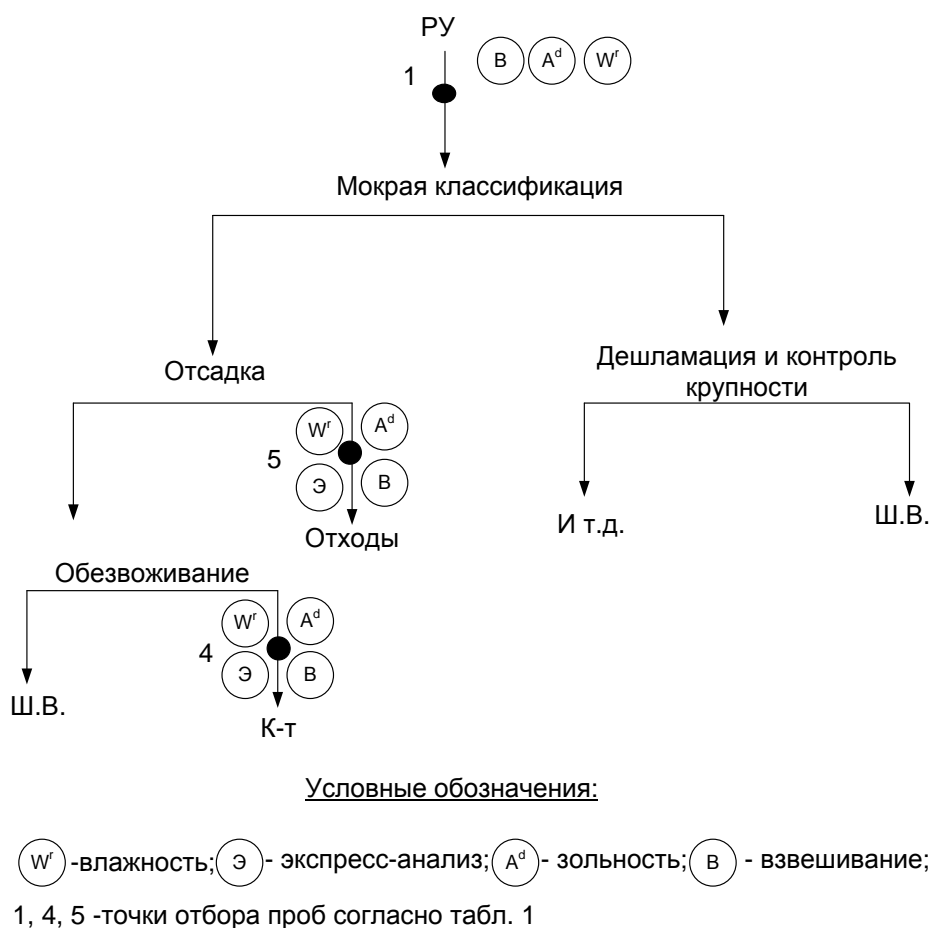


Рис. 2. Пример изображения точек опробования

Таблица 1

Параметры опробования и контроля на фабриках, обогащающих коксующиеся угли
(качественный контроль)

Номер точки опробования	Контролируемый продукт	Место отбора пробы	Показатели, подлежащие определению	Вид пробы	Периодичность опробования	Масса пробы	Устанавливаемые аппараты и приборы		Кто осуществляет контроль
							пробоотбиратели	проборазделочные машины	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Рядовой уголь (горная масса)	Конвейеры, подающие в дробильное отделение	A^d, W^r Ситовый и фракционный анализы ¹	Маршрутная Квартальная	От каждой партии по ГОСТ 10742-71 Один раз в квартал по ГОСТ 2093-69 и ГОСТ 4790-58	По ГОС-Ту	ПК, ПС ПК, ПС	МПЛ-300, МЛА-3 ОВП2, МПЛ-300, МЛА-3	Пункт централизованного опробования (ПЦО) ОТК
2	Шихта на классификацию	Головка конвейера, подающего в главный корпус	A^d, W^r	Сменная	Не менее 30 порций из потока по ГОСТ 10742-71	То же	ПК, ПС, ПМ	МПА-150	ОТК

¹ На коксохимических заводах также определяют пластометрические показатели и далометрию.

Продолжение табл. 1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
3	Продукты т/с сепараторов: концентрат, промежуточный продукт, порода	Обезвоживающие грохоты	A^d	То же	Эпизодически по ГОСТ 10742-71	То же	ПК, ПС	МПЛ -150	Оператор сепаратора
4	Продукты отсадки: концентрат, промежуточный продукт	После центрифуг	Засорение посторонними фракциями, A^d	Экспресс-анализ Сменная	Каждый час Эпизодически по ГОСТ 10742-71	3–5 кг	- ПК, ПС	- МПЛ -150	Оператор отсадочных машин
5	Отходы отсадки	Обезвоживающие грохоты	Засорение посторонними фракциями, A^d	Экспресс-анализ Сменная	Каждый час Эпизодически по ГОСТ 10742-71	3–5 кг	- ПК, ПС	- МПЛ -150	Оператор отсадочных машин
6	Отходы флотации	Трубопровод	A^d Плотность пульпы	То же Непрерывная	Не менее 30 порций из потока -	По ГОСТ 10742-71	ПВ П -	МЛА -3 -	ОТК Флотатор
7	Питание флотации	Перед распределением по флотационным машинам	Плотность пульпы	То же	-	-	-	-	То же

Продолжение табл.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
8	Флотоконцентрат	Трубопровод после гашения пены	A^d	Сменная	Каждый час	По ГОСТ 10742-71 из потока	ПВ П	МЛА -3	То же
9	Фильтрат	Трубопровод после сборника фильтра	A^d Плотность пульпы	Сменная То же	2 раза в смену	0,5 л	-	-	Флотатор
10	Концентрат, поступающий на сушку	Конвейер, подающий уголь на сушку	W^r	Непрерывная	-	-	ПК, ПС	МПЛ -150	Оператор сушилки
11	Сушеный концентрат	Конвейер после сушилки	W^r	То же	-	-	ПК, ПС	МПЛ -150	То же
12	Концентрат перед погрузочными бункерами	Перед погрузочными бункерами	A^d, W^r	Часовая	Каждые 1–2 ч для предварительного контроля	По ГОСТ 10742-71	ПК, ПС	МПЛ -150	ОТК
13 14	Концентрат, отгружаемый потребителям	Ленточный конвейер	$A^d, W^r, S_{об}^c$	Маршрутная	От каждой партии	По ГОСТ 10742-71	ПК, ПС	МПА -150	То же

Продолжение табл.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	11
15	Промежуточный продукт, отгружаемый потребителям	Ленточный конвейер	A^d, W^p	Сменная	По ГОСТ 10742-71	По ГОСТ 10742-71	ПК, ПС	МПА-150	То же
16	Общие отходы, направляемые в отвал	Конвейер, подающий отходы из главного корпуса	A^d	То же	По ГОСТ 10742-71	По ГОСТ 10742-71	ПК, ПС	МПА-150	То же
17	Суспензия в ванне сепаратора	Сепаратор	Плотность суспензии	-	Непрерывно	-	-	*	Оператор сепаратора
18	Оборотная вода	Трубопровод перед баком оборотной воды	Плотность пульпы	-	1–2 раза в час	По ГОСТ 10742-71	-	*	Флотатор

* - Золомеры, влагомеры, плотномеры выбираются по каталогам [3, с. 225, 239], [5, с. 160, 163].

Таблица 2

Параметры опробования и контроля на фабриках, обогащающих коксующиеся угли
(количественный контроль)

Номер точки контроля	Контролируемый продукт	Место установки весов	Показатели, подлежащие контролю	Периодичность замера	Устанавливаемые механизмы
1	Рядовой уголь (горная масса)	Железнодорожный путь	Масса, т	периодически	675П200
2	Рядовой уголь после приемных емкостей	Конвейер рядовых углей	Масса, т/ч	Непрерывно	ЭГВ
3	Шихта на классификацию	Конвейер, подающий шихту в главный корпус	То же	1 ч	ЭГВ
4	Концентрат на сушку	Сборный конвейер на сушку	"	То же	ЭГВ
5	Концентрат, поступающий в погрузочные бункеры	Конвейер, подающий в погрузочные бункеры	"	"	ЭГВ
6	Промежуточный продукт, поступающий в погрузочные бункеры	То же	"	"	ЭГВ
7	Порода, поступающая в погрузочные бункеры	"	"	Смена	ЭГВ
8	Товарная продукция	Железнодорожный путь	Масса, т	Постоянно	675П200

3. РАСЧЕТ НОРМАТИВА ПОТЕРЬ УГЛЯ ПРИ ЕГО ПЕРЕРАБОТКЕ

Расчет норматива потерь угля при его переработке выполняется на основе качественно-количественной характеристики рядового угля и результатов расчета теоретического и практического балансов, выполненных в курсовом проекте по дисциплине «Гравитационные методы обогащения». Значения зольности продуктов флотации и коэффициентов, используемых при расчете, принимаются по приложению и в соответствии с рекомендациями, приведенными в данных методических указаниях.

3.1. Основные положения о потерях угля при его переработке и нормативы потерь

Потери угля с отходами обогащения являются расчетным показателем части рядового угля, находящегося на учете фабрики, которая в процессе обогащения не может быть извлечена в концентрат при принятой технологии или экономической целесообразности, вследствие чего переходит в отходы [10].

Норматив потерь – предельно допустимая величина потерь рядового угля, которая устанавливается предприятию. За допущение сверх нормативных потерь органами территориального управления по технологическому надзору к предприятиям могут быть применены экономические санкции.

На действующих предприятиях норматив потерь складывается из:

- технологически обусловленных (базовых) потерь, связанных с качеством рядового угля и принятой технологией обогащения – минимальных;
- статистически определенного вероятного отклонения потерь от базовых (организационно-технические потери);
- механических потерь (просыпи, переливы, сливы и др.), которые подлежат устранению и, как правило, не нормируются.

Технологически обусловленные (базовые) потери – та часть рядового угля, которая не может быть извлечена в товарные продукты экономически целесообразными технологиями.

Организационно-технические потери – та часть рядового угля, которая не может быть извлечена в товарные продукты вследствие колебаний качества перерабатываемого угля во времени и от имеющегося уровня организации производства.

Величина организационно-технических потерь определяется по результатам промышленной эксплуатации перерабатывающего предприятия за год путем статистического анализа месячных товарных балансов, как двойное, стандартное отклонение ($2\sigma_{n-1}$) от минимального (базового) уровня потерь.

При определении норматива потерь организационно-технические потери суммируются с базовыми потерями.

Технологический баланс продуктов обогащения, составленный в результате расчета качественно-количественных показателей используемой технологии обогащения по «Нормам технологического проектирования углеобогатительных фабрик» [12] определяет максимально возможное извлечение полезных компонентов в товарные продукты из данного качества перерабатываемого сырья. Используется для определения базовых потерь.

Товарный баланс продуктов обогащения составляется по результатам учета массы перерабатываемого рядового угля и полученных продуктов обогащения, остатков незавершенного производства с анализами их качества. Определяет фактические показатели процесса переработки и извлечения полезных компонентов в товарные продукты и потери рядового угля с отходами обогащения, включая механические потери.

Показатели товарных балансов используются для выявления зависимостей извлечения полезных компонентов от качества рядового угля и расчета колебаний показателей технологического процесса при определении норматива потерь.

Фактические потери угля. На углеобогатительных фабриках, установках должны определяться потери угля с отходами обогащения при переработке.

Потери угля определяются и учитываются по фактическому качеству поступающих на переработку углей (масса, зольность, влажность). Фактические потери должны учитываться и контролироваться по местам их образования и накопления с приведением их зольности и влажности к качеству поступивших на переработку углей.

Фактические потери угля с отходами обогащения определяются по данным товарного баланса продуктов обогащения.

Исходными данными для расчета норматива потерь и определения фактических потерь угля являются:

- технология обогащения и применяемое технологическое оборудование;
- качественно-количественная характеристика рядового угля и отходов обогащения (гранулометрический и фракционный составы), их зольность;
- технологический баланс продуктов обогащения;
- товарный баланс по переработке угля.

3.2. Определение потерь угля с отходами обогащения

3.2.1. Расчет теоретического баланса

Теоретический баланс продуктов обогащения рассчитывается по фракционным составам шихты углей, поставляемым на переработку в рассматриваемом периоде времени. Этим балансом устанавливаются плотности разделения угля принятых машинных классов.

В процессе переработки угля происходит образование шламов из класса +0,5 мм, которое учитывается в соответствии с нормами шламообразования для углей разных марок и крупности.

3.2.2. Расчет практического баланса

При расчете практического баланса нормы засорения продуктов обогащения посторонними фракциями принимаются по табличным данным [10] или по режимным картам технологического регламента, согласованного с территориальным управлением Госгортехнадзора России, либо по «Нормам технологического проектирования УОФ» с использованием погрешностей разделения в применяемых аппаратах [11, 12].

3.2.3. Определение величины технологических (базовых) потерь

Выходы потерь угля с отходами каждого машинного класса $\gamma_{y(o)}^{MK}$ рассчитываются по формулам:

А) при известном засорении отходов легкими и средними фракциями

$$\gamma_{y(o)}^{MK} = \frac{\gamma_o^{MK} \cdot (\gamma_{л(o)} + \gamma_{пп(o)})}{100}, \% \quad (16)$$

где γ_o^{MK} – выход отходов машинного класса по практическому балансу, %; $\gamma_{л(o)}$ и $\gamma_{пп(o)}$ – массовая доля легких и промпродуктовых фракций в отходах в процентах от отходов соответственно. При разделении угля на два продукта промпродуктовых фракций нет.

Б) При расчете практического баланса с использованием погрешностей деления

$$\gamma_{y(o)}^{MK} = \frac{\gamma_o^{MK} \cdot (A_{+1800}^{d(MK)} - A_o^{d(MK)})}{A_{+1800}^{d(MK)} - A_{л(o)}^{d(MK)}}, \% \quad (17)$$

где γ_o^{MK} – выход отходов машинного класса по практическому балансу, %;

$A_{+1800}^{d(MK)}$ – зольность фракции +1800 кг/м³ в машинном классе, %;

$A_o^{d(MK)}$ – зольность отходов обогащения машинного класса по практическому балансу, %;

$A_{y(o)}^{d(MK)}$ – зольность потерь угля в отходах машинного класса, %.

Зольность потерь угля в отходах машинного класса $A_{y(o)}^{d(MK)}$ равняется:

а) при разделении на два продукта

$$A_{y(o)}^{d(MK)} = \kappa_1 \cdot A_{л(o)}^{d(MK)}, \% \quad \text{и} \quad A_{y(o)}^{d(MK)} = \kappa_2 \cdot A_{л(o)}^{d(MK)}, \% \quad (18)$$

где $A_{л(о)}^{d(мк)}$ – зольность легких фракций машинного класса, %;
 κ_1 – коэффициент, равный при обогащении угля в тяжелых средах: $\kappa_1 = 1 \div 1,1$; κ_2 – коэффициент, равный при обогащении угля в отсадочных машинах и спиральных сепараторах: $\kappa_2 = 1,1 \div 1,3$;

б) при разделении на три продукта:

- при обогащении в тяжелых средах

$$A_{y(о)}^{d(мк)} = A_{шп(о)}^{d(мк)}, \% \quad (19)$$

- при обогащении в отсадочных машинах

$$A_{y(о)}^{d(мк)} = (A_{л(о)}^{d(мк)} + \kappa_3 \cdot A_{шп(о)}^{d(мк)}) / (\kappa_3 + 1), \% \quad (20)$$

где $A_{шп(о)}^{d(мк)}$ – зольность промпродуктовых фракций машинного класса, %; κ_3 – коэффициент, равный: $\kappa_3 = 4 \div 5$;

в) при флотации шламов

$$A_{y(о)}^{d(шл)} = \kappa_4 \cdot A_{-0,5}^{d(шл)}, \% \quad (21)$$

где $A_{-0,5}^{d(шл)}$ – зольность шлама в питании флотации по теоретическому балансу, %; κ_4 – коэффициент, равный: $\kappa_4 = 0,8-0,9$.

При расчете выхода потерь угля с отходами флотации по формуле (17) зольность фракции более 1800 кг/м^3 в шламах принимается равной зольности фракции более 1800 кг/м^3 в рядовом угле $A_{+1800}^{d(ру)}$, которая рассчитывается по балансовому уравнению:

$$A_{+1800}^{d(р.у.)} = \frac{\gamma_{+1800}^{13-100} \cdot A_{+1800}^{d(13-100)} + \gamma_{+1800}^{0,5-13} \cdot A_{+1800}^{d(0,5-13)}}{\gamma_{+1800}^{13-100} + \gamma_{+1800}^{0,5-13}}, \% \quad (22)$$

Общий выход потерь угля с отходами $\gamma_{y(о)}$ равняется сумме выходов потерь угля с отходами каждого машинного класса:

$$\gamma_{y(о)} = \sum \gamma_{y(о)}^{мк}, \% \quad (23)$$

Технологические (базовые) потери угля с отходами обогащения с учетом корректировки выхода потерь угля с отходами на зольность рядового угля $\gamma'_{y(о)}$ определяются по формуле

$$\gamma'_{y(о)} = \gamma_{y(о)} \cdot \frac{A_{+1800}^{d(ру)} - A_o^d}{A_{+1800}^{d(ру)} - A_{ру}^d}, \% \quad (24)$$

где A_{py}^d – зольность рядового угля по фракционному составу, %; $A_{+1800}^{d(py)}$ – зольность фракции более 1800 кг/м³ в рядовом угле по фракционному составу, %; A_o^d – зольность отходов обогащения по практическому балансу, %.

Величину базовых (технологических) потерь определяют для каждого из n рассматриваемых периодов и рассчитывают среднюю величину базовых потерь угля с отходами обогащения:

$$\bar{\gamma}'_{y(o)} = \frac{\sum \gamma'_{y(o)}}{n}, \%. \quad (25)$$

3.2.4. Определение величины организационно-технических потерь

Величина организационно-технических потерь определяется по товарным балансам работы предприятия за время, предшествующее началу разработки норматива потерь угля в отходах обогащения, как средне квадратичное отклонение (σ).

Среднее квадратичное отклонение потерь определяется по формуле

$$\sigma_{\Pi} = \sqrt{\frac{\sum (\gamma_{\Pi} - \bar{\gamma}_{\Pi})^2}{n-1}}, \%, \quad (26)$$

где n – число наблюдений статистической совокупности величины потерь; γ_{Π} – вариационный ряд значений фактических потерь угля за каждый отчетный период, определяемых по товарному балансу:

$$\gamma_{\Pi} = \gamma_o^{тб} \cdot \frac{A_{+1800}^{d(py)} - A_o^{d(тб)}}{A_{+1800}^{d(py)} - A_{py}^d}, \%; \quad (27)$$

$\bar{\gamma}_{\Pi}$ – среднее значение фактических потерь угля за весь период анализа по товарным балансам предприятия:

$$\bar{\gamma}_{\Pi} = \frac{\sum \gamma_{\Pi}}{n}, \%. \quad (28)$$

Для расчета значений фактических потерь угля γ_{Π} по формуле (27) необходимо найти выход $\gamma_0^{\text{тб}}$ и зольность $A_0^{d(\text{тб})}$ отходов обогащения по товарному балансу.

Выход отходов определяем по формуле

$$\gamma_0^{\text{тб}} = \kappa_5 \cdot \gamma_0^{\text{пб}}, \% \quad (29)$$

где $\gamma_0^{\text{пб}}$ – выход отходов по практическому балансу, %.

Зольность отходов определяем по формуле

$$A_0^{d(\text{тб})} = A_0^{d(\text{пб})} / \kappa_5, \% \quad (30)$$

где $A_0^{d(\text{пб})}$ – зольность отходов по практическому балансу, %.

Величина коэффициента κ_5 находится в диапазоне 1,0–1,1 и показывает отклонение фактических выхода $\gamma_0^{\text{тб}}$ и зольности $A_0^{d(\text{тб})}$ отходов от этих показателей, рассчитанных в практическом балансе.

3.2.5. Определение величины норматива потерь

Норматив потерь угля определяется суммированием величин базовых и организационно-технических потерь по формуле

$$H_{\text{тек}} = \overline{\gamma'}_{y(o)} + 2 \cdot \sigma_{\Pi}, \% \quad (31)$$

Норматив потерь используется при годовом и перспективном планировании технологических показателей обогащения, при анализе производственно-хозяйственной деятельности фабрики.

3.3. Пример расчета норматива потерь угля

3.3.1. Задание

Рассчитать норматив потерь угля при его переработке на обогатительной фабрике, используя исходные данные и результаты расчета теоретического и практического балансов из курсового проекта по дисциплине «Гравитационные методы обогащения». Значения зольности продуктов флотации и коэффициента κ_5 , используемых при расчете, принимаются по приложению, в

котором номер варианта задания соответствует последней цифре индивидуального шифра студента.

3.3.2. Исходные данные (табл. 3 и 4).

Таблица 3

Теоретический баланс продуктов гравитационного обогащения

Наименование продукта	Выход, %	Зольность, %
Концентрат класса, мм		
13–100	14,235	7,121
0,5–13	38,951	5,352
Итого концентрата	53,186	5,825
Промпродукт класса, мм		
13–100	2,166	39,837
0,5–13	3,473	31,744
Итого промпродукта	5,639	34,853
Отходы класса, мм		
13–100	14,545	84,123
0,5–13	7,195	79,000
Итого отходов	21,740	82,426
Класс <0,5 мм	19,435	21,763
Всего	100,000	27,213

Таблица 4

Практический баланс продуктов гравитационного обогащения

Наименование продукта	Выход, %	Зольность, %
Концентрат класса, мм		
13–100	15,429	7,391
0,5–13	31,965	5,692
Итого концентрата	47,394	6,245
Промпродукт класса, мм		
13–100	1,954	32,908
0,5–13	2,221	30,873
Итого промпродукта	4,175	31,825
Отходы класса, мм		
13–100	14,730	83,188
0,5–13	6,241	75,810
Итого отходов	20,971	80,992
Класс <0,5 мм	27,460	21,629
Всего	100,000	27,213

Зольность фракции более 1800 кг/м³ в рядовом угле $A_{+1800}^{d(py)}$ рассчитываем с использованием данных табл. 2.10 курсового проекта по формуле (22):

$$A_{+1800}^{d(py)} = \frac{14,605 \cdot 84,123 + 7,273 \cdot 79,182}{14,605 + 7,273} = 82,48 \%$$

Коэффициенты $\kappa_1, \kappa_2, \kappa_3, \kappa_4$ выбираются студентами в указанном диапазоне с учетом обогатимости данного машинного класса углей – чем труднее обогатимость, тем больше значение коэффициента. При выборе коэффициента κ_4 учитывается обогатимость рядового угля. Принимаем:

- при обогащении угля крупностью 0,5–13 мм (легкая обогатимость) в отсадочной машине с выделением трех продуктов $\kappa_3 = 4$;

- при флотации шламов (легкая обогатимость) $\kappa_4 = 0,8$.

Значения зольности продуктов флотации и коэффициента κ_5 для каждого отчетного периода выбираем из приложения (вариант №1):

Показатели	1 период	2 период	3 период
$A_{к-т}^{фл}, \%$	8,2	8,1	7,9
$A_{отх}^{фл}, \%$	71,2	70,6	69,6
κ_5	1,02	1,04	1,01

3.3.3. Определение выхода потерь угля с отходами каждого машинного класса

3.3.1. При обогащении крупного угля 13–100 мм в тяжелых средах и при разделении на три продукта зольность потерь угля в отходах по формуле (3.4) равняется:

$$A_{y(o)}^{d(13-100)} = A_{пп(o)}^{d(13-100)} = 39,837 \%$$

Выход потерь угля с отходами крупностью 13–100 мм определяем по формуле (17):

$$\gamma_{y(o)}^{13-100} = \frac{14,73 \cdot (84,123 - 83,188)}{84,123 - 39,837} = 0,311 \%$$

3.3.2. При обогащении мелкого угля 0,5–13 мм в отсадочных машинах и при разделении на три продукта зольность потерь угля в отходах по формуле (20) равняется:

$$A_{y(o)}^{d(0-13)} = (A_{л(o)}^{d(мк)} + \kappa_3 \cdot A_{шп(o)}^{d(мк)}) / (\kappa_3 + 1) = \\ = (5,352 + 4 \cdot 31,744) / (4 + 1) = 26,466 \%$$

Выход потерь угля с отходами крупностью 0,5–13 мм определяем по формуле (17):

$$\gamma_{y(o)}^{0,5-13} = \frac{6,241 \cdot (79,182 - 75,81)}{79,182 - 26,466} = 0,399 \%$$

3.3.3. При флотации шламов выход концентрата рассчитываем по формуле

$$\gamma_{к-г}^{(ф\phiл)} = \gamma_{-0,5}^{шл} \cdot \frac{A_{отх}^{d(фл)} - A_{-0,5}^{d(шл)}}{A_{отх}^{d(фл)} - A_{к-г}^{d(фл)}} = 27,46 \cdot \frac{71,2 - 21,629}{71,2 - 8,2} = 21,607 \%$$

Выход отходов флотации рассчитываем по формуле

$$\gamma_{отх}^{фл} = \gamma_{-0,5}^{фл} - \gamma_{к-г}^{фл} = 27,46 - 21,607 = 5,853 \%$$

Зольность потерь угля в отходах флотации по формуле (21) равняется:

$$A_{y(o)}^{d(шл)} = \kappa_4 \cdot A_{-0,5}^{d(шл)} = 0,8 \cdot 21,629 = 17,303 \%$$

Выход потерь угля с отходами флотации определяем по формуле (17):

$$\gamma_{y(o)}^{шл} = \frac{5,853 \cdot (82,48 - 71,2)}{82,48 - 17,303} = 1,013 \%$$

3.3.4. Общий выход потерь угля с отходами определяем по формуле (23):

$$\gamma_{y(o)} = \sum \gamma_{y(o)}^{мк} = 0,311 + 0,399 + 1,013 = 1,723 \%$$

Зольность общих потерь угля рассчитываем по балансовому уравнению

$$A_{y(o)}^d = 23,492 \%$$

3.3.4. Определение величины базовых потерь угля

Базовые (технологические) потери угля с отходами обогащения с учетом корректировки выхода потерь угля с отходами на зольность рядового угля определяем по формуле (24):

$$\gamma'_{y(o)} = \gamma_{y(o)} \cdot \frac{A_{+1800}^{d(py)} - A_{y(o)}^d}{A_{+1800}^{d(py)} - A_{py}^d} = 1,723 \cdot \frac{82,48 - 23,492}{82,48 - 27,213} = 1,839 \%$$

Аналогично рассчитываем зольность и выход потерь угля с отходами для 2-го и 3-го периодов.

Результаты расчетов практических балансов для каждого периода оформляем в виде таблицы 5.

Таблица 5

Практический баланс продуктов обогащения

Наименование продукта	1-й период		2-й период		3-й период	
	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %	γ , %	A^d , %
Концентрат класса, мм						
13–100	15,429	7,391	15,429	7,391	15,429	7,391
0,5–13	31,965	5,692	31,965	5,692	31,965	5,692
0–0,5	21,607	8,2	21,516	8,100	21,350	7,900
Итого концентрата	69,001	6,857	68,910	6,824	68,744	6,759
Промпродукт класса, мм						
13–100	1,954	32,908	1,954	32,908	1,954	32,908
0,5–13	2,221	30,873	2,221	30,873	2,221	30,873
Итого промпродукта	4,175	31,825	4,175	31,825	4,175	31,825
Отходы класса, мм						
13–100	14,730	83,188	14,730	83,188	14,730	83,188
0,5–13	6,241	75,810	6,241	75,810	6,241	75,810
0–0,5	5,853	71,2	5,944	70,600	6,110	69,600
Итого отходов	26,824	78,856	26,915	78,697	27,081	78,422
В том числе потери:						
13–100	0,310	39,837	0,310	39,837	0,310	39,837
0,5–13	0,399	26,466	0,399	26,466	0,399	26,466
0–0,5	1,013	17,303	1,085	17,410	1,209	17,410
Итого потерь	1,723	23,492	1,774	23,263	1,898	22,880
Базовые потери	1,839	27,213	1,901	27,213	2,047	27,213
Всего	100,0	27,213	100,0	27,213	100,0	27,213

Величину базовых (технологических) потерь рассчитывают как среднюю величину базовых потерь угля с отходами обогащения всех рассматриваемых периодов (формула 25).

$$\bar{\gamma}'_{y(o)} = \frac{\sum \gamma'_{y(o)}}{n} = \frac{1,839 + 1,901 + 2,047}{3} = 1,929 \%$$

3.3.5. Определение величины организационно-технических потерь

Для определения величины организационно-технических потерь по формуле (26) сначала находим:

- выход фактических отходов за каждый отчетный период по формуле (29):

$$\gamma_{01}^{\tau\bar{b}} = \kappa_5 \cdot \gamma_{01}^{\text{пб}} = 1,02 \cdot 26,824 = 27,361 \%,$$

$$\gamma_{02}^{\tau\bar{b}} = 27,992 \%, \quad \gamma_{03}^{\tau\bar{b}} = 27,352 \%;$$

- зольность фактических отходов за каждый отчетный период по формуле (30):

$$A_{01}^{d(\tau\bar{b})} = A_{01}^{d(\text{пб})} / \kappa_5 = 78,856 / 1,02 = 77,309 \%,$$

$$A_{02}^{d(\tau\bar{b})} = 75,670 \%, \quad A_{03}^{d(\tau\bar{b})} = 77,646 \%;$$

- фактические потери угля за каждый отчетный период по формуле (27):

$$\gamma_{\text{п1}} = \gamma_{01}^{\tau\bar{b}} \cdot \frac{A_{+1800}^{d(\text{py})} - A_{01}^{d(\tau\bar{b})}}{A_{+1800}^{d(\text{py})} - A_{\text{py}}^d} = 27,361 \cdot \frac{82,48 - 77,309}{82,48 - 27,213} = 2,560 \%;$$

$$\gamma_{\text{п2}} = 3,449 \%; \quad \gamma_{\text{п3}} = 2,393\%.$$

- среднее значение фактических потерь угля за весь период анализа по формуле (28):

$$\bar{\gamma}_{\text{п}} = \frac{\sum \gamma_{\text{п}}}{n} = \frac{2,56 + 3,449 + 2,393}{3} = 2,801 \%$$

Среднеквадратичное отклонение потерь определяется по формуле (26):

$$\sigma_{\text{п}} = \sqrt{\frac{(2,56 - 2,801)^2 + (3,449 - 2,801)^2 + (2,393 - 2,801)^2}{3 - 1}} = 0,568\%.$$

3.3.6. Определение величины норматива потерь

Текущий норматив потерь определяется по формуле (31):

$$H_{\text{тек}} = \bar{\gamma}'_{y(o)} + 2 \cdot \sigma_{\Pi} = 1,929 + 2 \cdot 0,568 = 3,065 \%$$

Результаты расчетов характеристик отходов обогащения и величины потерь угля за каждый отчетный период сводим в таблицу 6.

Таблица 6

Характеристики отходов обогащения и потерь угля
за каждый отчетный период (%)

Период	Отходы				Потери			$H_{\text{тек}}$
	$\gamma_o^{\text{пб}}$	$A_o^{d(\text{пб})}$	$\gamma_o^{\text{тб}}$	$A_o^{d(\text{тб})}$	$\gamma_{y(o)}$	$\gamma'_{y(o)}$	γ_{Π}	
1-й	26,82	78,86	27,36	77,31	1,72	1,84	2,56	3,07
2-й	26,92	78,70	27,99	75,67	1,77	1,90	3,45	
3-й	27,08	78,42	27,35	77,65	1,90	2,05	2,39	
Среднее	26,94	78,66	27,57	76,88	1,80	1,93	2,80	

СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Клейн, М. С. Опробование и контроль технологических процессов обогащения [Электронный ресурс]: учеб. пособие для студентов специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых» / М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина; ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева», Каф. обогащения полез. ископаемых. – Кемерово, 2012. – 131 с.

<http://library.kuzstu.ru/meto.php?n=90655&type=utchposob:common/>

2. Клейн, М. С. Технология обогащения углей [Электронный ресурс]: учеб. пособие для студентов специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых» / М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина; ФГБОУ ВПО «Кузбас. гос. техн. ун-т им. Т. Ф. Горбачева», Каф. обогащения полез. ископаемых. – Кемерово, 2011. – 128 с.

<http://library.kuzstu.ru/meto.php?n=90655&type=utchposob:common/>

3. Справочник по обогащению руд / под ред. О. С. Богданова. – Москва: Недра, 1974. Т 2.

4. Козин, В. З. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. – Москва: Недра, 1985.

5. Серго, Е. Е. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. – Киев: Вища школа, 1979.

6. Козин, В. З. Опробование, контроль и автоматизация технологических процессов / В. З. Козин, О. Н. Тихонов. – Москва: Недра, 1990.

7. Кипнис, Ш. Ш. Контроль технологических процессов на углеобогатительных фабриках. – Москва: Недра, 1985.

8. Хан, Г. А. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. – Москва: Недра, 1979.

9. Справочник по обогащению углей / под ред. И. С. Благова. – Москва: Недра, 1984.

10. Методика по определению, нормированию, учету и контролю потерь угля при переработке на углеобогатительных фабриках и установках России. Сибниинуглеобогащение, Прокопьевск. Согласована Госгортехнадзором России 27.04.2004, письмо № АС-04-35/364.

11. Артюшин, С. П. Сборник задач по обогащению углей. – Москва: Недра, 1979.

12. Временные нормы технологического проектирования обогатительных фабрик ВНТП 3-92. – Москва: Мин-во топлива и энергетики РФ; Ком. Угольной пром-сти, 1992.

Приложение

Варианты	Показатели	Периоды			Варианты	Показатели	Периоды		
		1-й	2-й	3-й			1-й	2-й	3-й
1	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	8,2	8,1	7,9	6	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	7,8	8,0	8,2
	$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	71,2	70,6	69,6		$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	67,1	66,7	65,9
	K_5	1,02	1,04	1,01		K_5	1,04	1,01	1,04
2	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	7,8	7,5	7,6	7	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	9,1	9,2	9,0
	$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	62,9	64,3	64,8		$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	73,5	72,7	74,3
	K_5	1,06	1,01	1,04		K_5	1,04	1,06	1,02
3	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	8,8	8,9	9,1	8	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	8,6	8,8	8,7
	$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	70,4	69,3	69,8		$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	71,2	70,2	70,7
	K_5	1,03	1,04	1,01		K_5	1,07	1,02	1,06
4	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	7,2	7,5	7,4	9	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	7,9	8,1	8,2
	$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	67,3	68,8	69,1		$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	64,3	63,4	64,1
	K_5	1,02	1,04	1,07		K_5	1,05	1,08	1,03
5	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	6,9	7,2	7,0	0	$A_{К-Т}^{\text{фл}}, \%$	8,0	8,1	7,9
	$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	61,3	65,2	63,3		$A_{\text{ОТХ}}^{\text{фл}}, \%$	75,4	74,1	74,6
	K_5	1,03	1,02	1,04		K_5	1,04	1,03	1,01