К ВОПРОСУ ОЦЕНКИ ЭФФЕКТИВНОСТИ РУДОПОДГОТОВИТЕЛЬНОГО КОМПЛЕКСА ГОРНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ ЕГО СТАБИЛЬНОГО РЕЖИМА РАБОТЫ[1]

А. В. Гальянов,
доктор технических наук,
профессор,
Уральский Государственный Горный Университет,
г. Екатеринбург.

Ключевые слова: горные предприятия, стабильность, работа, рудоподготовка, эффективность, технология, структура, принцип поточности, резерв, ресурс, технические требования, качество руды.

MORE ON THE EFFICIENCY OF AN ORE PROCESSING COMPLEX OF A MINING COMPANY IN ORDER TO ENSURE ITS STABLE OPERATION MODE

A. Gal'yanov,
doctor of engineering sciences,
professor,
Ural State Mining University,
Ekaterinburg.

The article discusses the theoretical aspects of ensuring a stable regime of mining operations in the «mine - processing plant» system; summarizes the experience of mining enterprises and theoretical studies of Soviet and Russian scientists to improve the ore preparation complex of operating mining enterprises.

Keywords: mining enterprises, stability, work, ore preparation, efficiency, technology, structure, flow principle, reserve, resource, technical requirements, ore quality.

ЧАСТЬ 2. Стабилизирующая способность схемы цепи аппаратов ДОФ

Эффективность технических решений определяется уровнем и глубиной научной проработки взаимосвязей между технологическими процессами рудоподготовки, использованием закономерностей трансформации качественных характеристик полезного ископаемого от Недр до товарной продукции, оптимизацией трудовых и материальных затрат. Около 30-и лет назад, когда ещё сохранялся некоторый интерес к проблеме стабилизации качества рудной массы при добычных работах на руднике, автором обоснованы идеи о том, что процесс обогащения, а вернее схема цепи аппаратов этого процесса, может рассматриваться как естественная механическая система многократного и многостадийного перемешивания дроблёных горных пород, что естественно должно приводить к определённому уровню усреднения смешиваемого материала. Осталось установить: каков этот уровень и, как следствие этого, обоснованно подходить к разработке технических условий (ТУ) к качеству сырья для рудника. Специально проведенными исследованиями установлены следующие три положения:

- ✧ схема цепи аппаратов дробильного отделения обогатительной фабрики обладает эффектом стабилизации качественных показателей рудной массы; этот эффект оценивается коэффициентом усреднения (стабильности), равным около 30%;
- ✧ при раздвоении первичного рудного потока между вновь образованными двумя потоками существует корреляционная зависимость (анализ двух-часовых проб), оцениваемая уровнем значимости 04-08;
- ✧ система сборочных конвейеров до и после распределительного бункера обогатительной фабрики обладает определенным усреднительным эффектом, который оценивается уровнем $\eta = 0{,}26$. Таким образом, общий усреднительный эффект от приёмного бункера ДОФ до сливов стержневых мельниц составляет около 50 %.

$$\eta = 1-(1-0{,}30)(1-0{,}26)=0{,}48.$$

Обобщая практику горных предприятий, следует сделать вывод о том, что информация о качестве рудного сырья сохраняет в себе значительный элемент односторонней оценки: достаточная информативность о химизме руды и абсолютная недостаточность сведений о физических свойствах; отмечается слабая коррелируемость химических оценок качества рудного сырья с его физическим свойствам. В то время как процесс обогащения реализует физические свойства горных пород, все инженерные расчеты по эффективности этого процесса базируются на известных уравнениях «товарного баланса», которые связывают конечные результаты обогащения с содержанием полезного компонента в исходной руде. Таким образом, процесс обогащения ведется по законам физики, а оценку ему производят по химическим характеристикам. В качестве примера на *рис. 1* приведены принципиальные закономерности изменения технологических показателей обогащения магнетитовых руд. Анализ позволяет сделать следующие выводы:

- ✧ при весьма стабильном качестве в исходной руде промпродукты обогащения имеют значительные пределы колебаний, достигающие 4-5%, что является следствием влияния множества специфических для каждой технологической операции факторов, которые не зависят от уровня колеблемости содержания железа в исходной руде;
- ✧ каждая технологическая секция обогащения сохраняет собственный характер изменения содержаний по-

[1] *Начало в № 6, ноябрь-декабрь 2021 г.*

лезного компонента, поэтому общая закономерность представляет собой математическое ожидание некоторой функции.

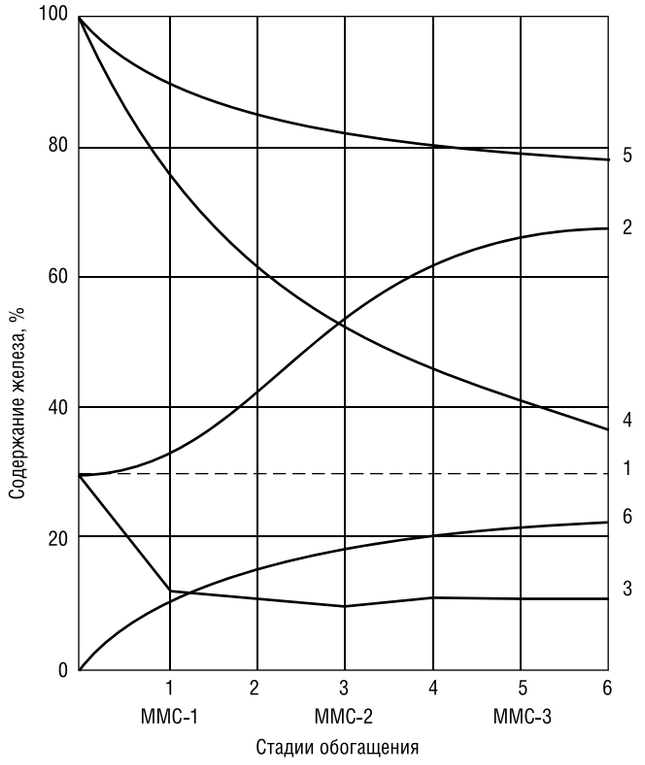

Рис. 1. Изменение технологических показателей обогащения по стадиям передела:

1. содержание железа в исходной руде; 2. то же в концентрате; 3. то же в хвостах обогащения; 4. выход концентрата; 5. извлечение металла в концентрат; 6. потери металла в хвостах обогащения.

В задачу процесса обогащения входит максимальное удаление «пустой» породы из технологического процесса. Таким образом все технологические показатели становятся функцией от потерь металла в хвостах обогащения. Совершенно аналогично тому, как в металлургическом процессе плавка контролируется оценкой качества шлаков.

Для аналитического описания изменения содержания железа в продуктах обогащения можно использовать математическую модель и вида:

$$\beta = U_{exp}\{-f(\alpha)exp\,[-\varphi(z)]\}, \qquad (1)$$

где $\varphi(z) \geq 0$.

Анализ этой функции показывает, что при $\varphi(z) = 0$

$$\beta = U_{exp}\{-f(\alpha)],$$

При $\varphi(z) \to \propto$ $\beta \to U = \beta_0$. Тогда имеем

$$\beta = \beta_0\left(\frac{\alpha}{\beta_0}\right)^{e^{-\varphi(z)}}, \qquad (2)$$

где β_0 – минералогическое содержание компонента в горной породе, %; α – содержание компонента в исходной руде, %; $\varphi(z)$ – функция, отражающая влияние последовательности операций обогащения и технологических факторов.

Таким образом главный теоретический и практический вопрос можно сформулировать следующим образом: как влияет нестабильность содержания компонента в исходной руде на технологические показатели процесса обогащения?

Если принять, что α есть случайная величина с нормальным законом распределения ¯, то распределение β будет подчинено закону

$$f(\beta) = \left(\sigma\sqrt{2\pi}\,AB^{1/A}\right)^{-1}\beta^{(1/A-1)}\exp\left\{-\frac{1}{2\sigma^2}\left[\left(\frac{\beta}{B}\right)^{1/A}-\bar{\alpha}\right]^2\right\}, \qquad (3)$$

где $A = e^{-\varphi(z)}$; $B = \beta_0{}^{1-A}$.

Сопоставим значения

$$\bar{\beta}_1 = B\bar{\alpha}^A \text{ и } \bar{\beta}_2 = \int_{-\infty}^{\infty} f(\beta)d\beta\,.$$

$$\bar{\beta}_2 - \bar{\beta}_1 = d\beta = -1{,}105\,A(1-A)\beta_0{}^{1-A}(\bar{\alpha})^{A-2}\sigma_\alpha{}^2\,. \qquad (4)$$

Здесь $\delta\beta$ есть систематическое снижение содержания компонента в концентрате за счёт нестабильного значения α.

Анализ формулы (4) показывает, что:

- ✧ колебания содержания компонента в исходной руде должны приводить к систематическому снижению содержания компонента в промпродуктах обогащения;
- ✧ возможные потери качества в концентрате, вызванные случайными колебаниями в исходной руде, на два порядка ниже реальной величины разброса содержания компонента в концентрате;
- ✧ метод химического анализа обладает погрешностью, в 5-10 раз большей, чем разброс содержания компонента в концентрате под воздействием вариации α в исходной руде. Это обстоятельство исключает возможность прямого наблюдения эффекта от усреднения руды при ее обогащении. Тем не менее, такая возможность сохраняется при анализе промежуточных стадий обогащения.

Рассмотрим влияние фактора z на β. В упрощенном варианте примем, что z имеет нормальное распределение ¯. Тогда $A=exp(-z)$ будет распределено по логнормальному закону

$$f(A) = A\left(\sigma_z\sqrt{2\pi}\right)^{-1}\exp\left\{-1/2\sigma_z{}^2\left(-\ln A-\bar{z}\right)^2\right\}, \qquad (5)$$

В *таблице 1* приведен пример расчета возможного уровня систематического расхождения в промпродуктах обогащения. Учитывая некоторую условность исходных данных этого расчета ($z = 0{,}145n^2$, где n – этап процесса обогащения) все же можно сделать следующие выводы:

- ✧ наиболее значимое влияние фактора z проявляется на третьем-четвёртом этапах обогащения. Это влияние в среднем в три раза сильнее, чем самая большая σ в исходной руде;
- ✧ разброс содержаний компонента весьма велик, и поэтому систематические расхождения практически могут быть выявлены лишь на достаточно длительном периоде специальных наблюдений.

Таблица 1

Оценка степени влияния колеблемости содержания железа в исходной руде и технологических факторов *Z* на содержание железа в промпродуктах и хвостах обогащения.

Операция обогащения	Среднее значение содержания железа β, %	σ_β, %	Полный разброс Δ, %	$\delta_\beta(\alpha)10^-$, %	*Z*	σ_Z	$\delta_\beta(Z)$, %	$\delta\theta(\alpha)$, %
Исходная руда	30,65	0,25	0,41	-	0	-	-	-
ММС - I стадия	35,90	1,12	3,00	-3	0,145	0,04	-0,02	0,06
Дешламация- I стадия	40,69	2,58	5,69	-8	0,580	0,15	-0,22	0,03
ММС - II стадия	55,08	1,07	3,40	-8	1,305	0,30	-0,66	0,02
Дешламация-I I стадия	62,93	1,09	3,56	-4	2,320	0,50	-0,67	0,02
ММС - III стадия	65,67	1,26	4,30	1	3,625	0,70	-0,40	0,01
Дешламация-III стадия	67,72	1,02	2,75	-	5,220	0,90	-0,15	0,01

Рис.1 дает наглядное представление об изменении содержания железа в хвостах обогащения по стадиям этого процесса. Главная особенность состоит в том, что «хвосты» (θ) практически имеют постоянное содержание θ_0. Аналитически эта зависимость может быть представлена в виде

$$\theta = (\alpha - \theta_0)\, e^{-\lambda n}. \qquad (6)$$

Выражение (6) при $\lambda n = \text{const}$ приводится к виду

$$\theta = a\alpha + b. \qquad (7)$$

Приняв, что, $Var \to \alpha$ имеет нормальное распределение, после преобразований получим:

$$\overline{\theta} = \int_{-\infty}^{\infty} \theta f(\theta)\, d\theta = a\overline{\alpha} + b, \qquad (8)$$

что фактически означает: вариация содержаний компонента в исходной руде не приводит к снижению его содержания в хвостах обогащения.

Из анализа (7) и (8) вытекает более общий вывод о том, что если процесс обогащения описывается линейными функциями, связывающими качество исходного минерального сырья с технологическими показателями обогащения, то вариация аргумента этой функции не приводит непосредственно к систематическому снижению или увеличению контролируемого показателя. Следовательно, главным возмущающим фактором, определяющим эффективность процесса обогащения, остается нестабильность его технологического режима: нагрузка на секции, расход воды, соотношение «твердое - жидкое» при измельчении, техническое состояние оборудования и коэффициента использования его рабочего времени. Действительно, примем в (6), что будет определять нелинейность функции (7), изменения параметра λ в виде.

$$\lambda = b_1 - a_1\alpha.$$

Тогда после преобразований получим

$$\delta\theta = (\overline{\alpha} - \theta_0)\exp\{-n(b_1 - a_1\alpha)\}\left[e^{-0.5a_1^2 n^2 \sigma_\alpha^2}\left(1 + a_1 n \sigma_\alpha^{\,2} - 1\right)\right]. \qquad (9)$$

Нетрудно видеть, что $\delta\theta > 0$ и, следовательно, возможно наблюдение увеличения содержания компонента в хвостах обогащения. В *таблице 1 (граф. 9)* приведены результаты расчетов, оценивающие возможные потери металла в хвостах обогащения. Эти расчеты следует рассматривать как первое теоретическое приближение, которое, однако, дает наглядное представление о порядке цифр, и в этом плане сохраняет свою представительность.

Результаты теоретических исследований не противоречат ранее высказанному предположению о том, что на стабильность установившегося технологического режима обогащения наибольшее влияние оказывает средняя зона спектра дисперсии входного потока, определяемая сменными и суточными колебаниями, т.е. в пределах недельно-суточной программы горных работ. Высокочастотная зона спектра дисперсии оказывает подчиненное влияние на результаты обогащения.

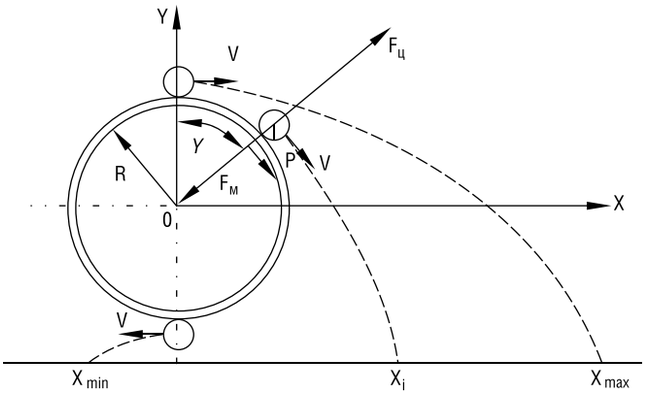

Рис. 2. Принципиальная схема магнитной сепарации.

Влияние фактора нагрузки, например, в схемах магнитного обогащения железорудного сырья можно проиллюстрировать на примере разделительной способности магнитных сепараторов. Физический принцип магнитной

сепарации представлен на *рис. 2* и сводится к следующему: под действием силы $\overset{\rho}{F}_M$ частица удерживается на поверхности барабана сепаратора и переносится в зону обогащенного промпродукта; одновременно на частицу действует центробежная сила $\overset{\rho}{F}_M$; условием равновесия частицы служит уравнение

$$\overset{\rho}{F}_Ц = \overset{\rho}{F}_M + \overset{\rho}{P}. \qquad (10)$$

Так как $|\overset{\rho}{F}_Ц| = \frac{Mv^2}{R}$, $|\overset{\rho}{P}| = Mg\cos\varphi$,

формула $|\overset{\rho}{F}_M| = \frac{M\alpha_н}{0{,}72} k\left(1+\frac{v^2}{gR}\right)e^{-ar}$,

то $$cos\,\varphi = \frac{v^2}{gR} - \frac{k}{0{,}72}\alpha_м\left(1+\frac{v^2}{gR}\right)e^{-ar}, \qquad (11)$$

где v – линейная скорость вращения барабана сепаратора, м/с; R – радиус барабана, м; α_M – содержание магнитного железа, %; k – коэффициент пропорциональности; r – толщина слоя руды, м.

Отрыв частиц от поверхности барабана создает веер рассеивания, у которого дальность полета частиц определяется уравнением

$$x = \frac{v}{y}\cos\varphi\left\{\left[v^2\sin^2\varphi + 2gR\left(\cos\varphi - \frac{y}{R}\right)\right]^{1/2} - v\sin\varphi\right\} + R\sin\varphi. \qquad (12)$$

Исследование уравнений (11), (12) показывает, что $\cos\varphi = f(\alpha_M)$ имеет линейный характер, а $x = f(\alpha_M)$ – нелинейный. Фактически магнитная сепарация производит перераспределение рудной массы по содержанию железа на горизонтальной плоскости. Таким образом с увеличением толщины слоя на конвейере r, а это одновременно означает увеличение нагрузки в питании сепаратора рудой, резко уменьшается величина $\overset{\rho}{F}_M$ и, как следствие этого, угол φ уменьшается. Поэтому при v = const частицы магнетита, удаленные от поверхности барабана, приобретают траекторию дальнего полета. В конечном счете, с увеличением нагрузки область бедных содержаний железа и количественно, и качественно обогащается, увеличивая при этом потери металла в хвостах обогащения. Таким образом, колебания нагрузки в питании магнитных сепараторов определяют собой следующую закономерность: увеличение нагрузки увеличивает выход хвостов. Следовательно, при повышенном содержании железа в потоке руды необходимо снижать нагрузку; при низком содержании – повышать.

Оценка эффективности мероприятий по стабилизации качества товарной продукции горного предприятия

В условиях товарного рыночного производства основным критерием эффективности выступает прибыль, получаемая от реализации готовой продукции. Цена готовой продукции (*Ц*) определяется ее качеством и соответствием техническим условиям (*ТУ*) к этой продукции.

$$Ц = f(ТУ).$$

Технические условия к качеству добываемой руды и продуктам ее обогащения определяются требованиями потребителя и должны включать в себя два параметра: среднее значение контролируемых показателей и допустимые пределы отклонений показателей отдельных партий от заданного среднего. При этом, чем больше по объему сертифицируемая партия, тем уже интервал допускаемых отклонений. Эта установка приобретает характер очевидной, если принять положение о том, что высокочастотная составляющая спектра дисперсии колебаний хотя и является доминирующей, но в рангах факторов, оказывающих наибольшее воздействие на технологический режим последующей переработки, занимает подчиненное положение. Напротив, низкочастотная зона спектра характеризуется объемной представительностью на порядок больший, чем высокочастотная, и поэтому оказывает прямое воздействие на технологию переработки.

Вся технология обогащения руды направлена на достижение максимального извлечения полезного признака, оценивающего качество руды при получении концентрата. В силу воздействия многих технологических факторов получаемый концентрат по своим качественным характеристикам нестабилен. Оперативный контроль за технологическим процессом обогащения, осуществляемый на основе периодического отбора проб на всех транспортных магистралях рудного потока обогатительной фабрики, имеет своей целью получение информации о режиме процесса для выработки команд обратной связи. В силу этого, разрабатываемые *ТУ* должны удовлетворять следующим условиям:

- ✧ допустимые пределы отклонений должны корреспондироваться с объемами контролируемых порций (партий) руды и концентрата (например, объемы переработки за час, смену, сутки и т.д.);
- ✧ допустимые пределы отклонений не должны превышать тот технологический уровень, за пределами которого потребитель несет убытки;
- ✧ устанавливаемые пределы отклонений должны стимулировать поставщика к дальнейшему совершенствованию процесса рудоподготовки.

Требования *ТУ* можно выразить формулой

$$|\Delta| \geq \left[m_{x/a}^2 + m_п^2 + \frac{t^2}{N}\left(\sigma^2 + m_{отб}^2\right)\right]^{1/2}, \qquad (13)$$

где $|\Delta|$ – модуль допустимого уровня отклонения контролируемого показателя; $m_{x/a}$ – погрешность химанализа (определяется соответствующим ГОСТом); $m_п$ – погрешность подготовки пробы; $m_{отб}$ – погрешность отбора пробы; σ – стандарт отклонений единичных проб; N – количество единичных проб; t – коэффициент вероятности (t = 1, 2, 3).

Погрешности отбора и подготовки проб определяются экспериментальным путем.

Существует достаточно сложная система приплат (браковки) за качество, но принципиальным остается положение: дополнительная прибыль от повышения качества товарной руды значительно ниже, чем потери от реализации продукции при несоответствии сертификата требованиям *ТУ*. Таким образом, перед производителем стоит задача по снижению количества продукции, которая не соответ-

ствует требованиям рынка. Исходные условия для рассмотрения этой задачи можно сформулировать следующим образом: партия товарной продукции формируется из отдельных стандартных порций; каждая порция опробуется и имеет свой сертификат равной весовой представительности; в силу воздействия многих факторов контролируемый параметр имеет определенную вариацию; оценка качества каждой порции отвечает условию независимости от предыдущих и последующих оценок и выполняется по одной методике. Это позволяет, используя закон больших чисел, представить вариацию значений контролируемого параметра в виде статистического распределения, которое позволяет оценить уровень возможного брака ($P_{бр}$).

Тогда потеря прибыли составит

$$\Delta П = -P_{бр}\, Q_m\, (Ц - Ц_б), \qquad (14)$$

где Q_m – количество товарной продукции; $Ц$ – цена продукции, соответствующая *ТУ*; $Ц_б$ – цена продукции, не соответствующая *ТУ*.

Для снижения или полной ликвидации $\Delta П$ предприятие может избрать один из альтернативных вариантов: повысить качество продукции выше требований технических условий и добиться значения $\bar{x}_2 = \bar{x}_1 + \Delta x$; снизить параметр σ_1 на величину $\Delta\sigma$ так, чтобы $\sigma_2 = \sigma_1 - \Delta\sigma$.

Первый вариант предусматривает два возможных направления решения: повышение качества товарной продукции за счет совершенствования технологии передела; увеличение объемов погашения богатых балансовых запасов минерального сырья. Первое направление наиболее инерционно, требует значительных капитальных затрат и времени на реконструкцию процесса обогащения и приводит к увеличению себестоимости продукции. Второй вариант приводит к диспропорции погашения запасов (избыточности бедных руд), повышению затрат на вскрышные работы и складированию руды на спецотвалах. Этот вариант приводит к интенсивной отработке богатых руд. При этом объемы товарной продукции сохраняются на плановом уровне, потери от реализации товарной продукции могут быть сведены до минимума, однако и прибыль уменьшается на величину затрат добычи полезного ископаемого ($\Delta З$).

$$\Delta З = \frac{Б_1 \Delta P}{P}\left(C_д \bar{d}_д + k_m C_в \bar{d}_в\right) + \left(Б_2 - Д\right) C_{скл}, \qquad (15)$$

где $C_д$, $\bar{d}_д$ – соответственно, себестоимость добычных работ и доля условно-постоянных затрат в себестоимости добычи; k_m – текущий коэффициент вскрыши; $C_{скл}$ – затраты на складирование 1т руды; $C_в$, $d_в$ – соответственно, себестоимость вскрышных работ и доля условно-постоянных затрат в себестоимости вскрыши.

Второй вариант снижения качества бракованной товарной продукции решается совершенствованием всей системы рудоподготовки от сырой руды до товарной продукции, организацией ритмичной работы рудника, контролем за выполнением недельно-суточного плана-графика работы всего технологического комплекса.

В методическом плане решение проблемы сводится к оптимизации комбинаций рассмотренных направлений, что и составляет главную задачу заключительного этапа рудоподготовки.

Развитие хозрасчетных отношений на горных предприятиях диктует новые формы хозяйственных и экономических отношений смежных цехов производства. Карьер является поставщиком руды, а обогатительная фабрика – потребителем. Потребитель определяет систему требований к качеству сырья, поставщик обеспечивает их выполнение. К числу таких показателей следует отнести: среднее содержание химических элементов, допустимые пределы отклонений от плановых значений в определенных порциях руды, показатель обогатимости, основность, грансостав и др.

Требование к допустимым пределам отклонений предусматривает выполнение условий (16 и 17). Первый параметр характеризует полный статистический интервал отклонений, второй – необходимый процент «укладки», обеспечивающий стабильный режим работы обогатительной фабрики.

$$P\left(|x - \bar{x}| \le 3\sigma\right) \ge 0{,}997, \qquad (16)$$

$$P\left(|x - \bar{x}| \le \sigma\right) \ge 0{,}68. \qquad (17)$$

Работая с соблюдением этих условий, рудник производит определенные затраты, которые потребитель должен возмещать. Величину этого возмещения можно оценить по формуле

$$\Delta П_1 = C_g \bar{d} Q\left[\left(\frac{n_1}{N} - 0{,}70\right) - \frac{n_2}{N}\right], \qquad (18)$$

где $П_1$ – размер приплат, которые получает рудник за выполнение требований в *ТУ*; C_g – себестоимость 1 т добытой руды без погашения ГПР, отчислений на разведку и рекультивацию; $\bar{d}$ – доля условно-постоянных затрат в себестоимости 1т добываемой руды; Q – количество добытой руды за отчетный период времени; N – количество порций руды за отчетный период; n_1 – количество порций руды, удовлетворяющих условию (17); n_2 – количество порций руды, не удовлетворяющих условию (16).

Таким образом, увеличение доли «укладки» в интервал $\pm\sigma$ обеспечивает руднику получение дополнительной прибыли; несоблюдение требования $\pm\Delta$ накладывает на рудник штрафные санкции.

Учет фактора качества рудной массы по отношению к плановому заданию осуществляется по формуле

$$\Delta П_2 = \frac{C_0 \bar{d}_0}{\beta - \theta} Q\left(\alpha - \alpha_{пл}\right), \qquad (19)$$

где $\Delta П_2$ – размер дополнительной прибыли, которую получает рудник за выполнение требований к средним показателям качества; C_0 – себестоимость собственно передела обогащения; $\bar{d}_0$ – доля условно-постоянных затрат в себестоимости передела обогащения; β – плановое содержание показателя в концентрате; θ – плановое содержание показателя в хвостах обогащения; α – фактическое содержание показателя в переработанной руде; $\alpha_{пл}$ – плановое содержание показателя.

Таким образом, у рудника появляется стимул к улучшению качества своей продукции. В качестве примера приведем ана-

лиз работы одного из карьеров. Из 248 наблюденных смен в предельный интервал $\Delta = \pm 1{,}5\%$ по содержанию железа не вошли 5 смен ($n_2 = 5$); в интервал $\sigma = \pm 0{,}6\%$, требующий укладки 70%, вошло только 172 смены. Принимая, что $C_g = 56{,}3$ руб/т, $\bar{d} = 0{,}5$ и количество поданной руды на фабрику за этот период составило 3000 тыс.т, абсолютная величина возможных приплат $\Delta П_1$ составила 2,247 млн. руб. Таким образом, по требованию «укладки» рудник не выполнил технических условий и должен возместить 2,247 млн. руб. За этот же период рудник перевыполнил требование фабрики по среднему качеству руды и фактически подал Fe=40,15% вместо 40%. За счет этого рудник имеет плюсовую приплату в сумме 3,072 млн. руб. ($\beta = 59\%$, $\theta = 26{,}22\%$, $\bar{d}_0 = 0{,}45$, $C_0 = 497{,}3$ руб./т). В целом рудник имеет плюсовой баланс ($\Delta П = \Delta П_1 + \Delta П_2$) в сумме 0,825 млн. руб. Таким образом, предложенная система хозрасчетных отношений достаточно гибкая и учитывает стимулирующие факторы для рудника (цены в примере условные).

Приведённые результаты исследований позволяют сделать обобщающие выводы по рассматриваемой проблеме.

1. Практика горных предприятий убедительно доказывает, что технологическая схема дробильного отделения фабрики обладает стабилизирующим эффектом качественных характеристик сырья. Этот эффект обеспечивается многостадийным процессом дробления, схемой загрузки промежуточных и распределительных бункеров фабрики, системой сборочных конвейеров на секциях обогащения. Установлено, что этот стабилизирующий эффект оценивается уровнем около 0,5 (50%), т.е. уровень колебаний качественных характеристик исходного сырья в 2 раза. Этот факт должен приниматься во внимание при обосновании ТУ к сырью, поступающему на обогащение.

2. Технические условия к качеству сырья должны стимулировать рудник на выполнение плановых заданий недельно-суточного графика подачи руды на фабрику. Предложенный подход решает эту задачу, обеспечивая устойчивый режим процесса обогащения.

3. Установлено, что на процесс обогащения оказывают влияние изменения содержания полезного компонента соизмеримые с объёмом распределительного бункера цеха обогащения, что соответствует зоне спектра дисперсии входного рудного потока, определяемого низко-частотными (длинно-периодными) колебаниями качественных характеристик. Это обстоятельство ставит перед рудником задачу совершенствования планирования в рамках недельно-суточного графика горных работ. Установлено также, что высоко-частотные колебания (коротко-периодные), которые фиксируются 2-х часовыми анализами на конвейерных трактах обогатительной фабрики, не оказывают заметного влияния на процесс обогащения. К числу главных факторов, регулирующих процесс обогащения, следует отнести нагрузку на секции, расход воды, техническое состояние оборудования и коэффициент использования рабочего времени.

4. Принципиальная особенность горных пород, которая лежит в основе технологии обогащения, состоит в том, что они оцениваются двумя видами информационных сведений – физические характеристики и химические показатели качества. Процесс обогащения реализует физические принципы дезинтеграции горных пород, а контроль этого процесса осуществляется по химическим характеристикам. В систему АСУТП необходимо вводить связующую функцию. ■

ЛИТЕРАТУРА

1. Гальянов А.В., Лаптев Ю.В. Рудоподготовка на карьерах. - Екатеринбург: ИГД УрО РАН, 1999, 426 с.
2. Гальянов А.В. Теоретические основы геометризации процессов в горном деле: Научная монография / А.В.Гальянов; Урал. гос. горный университет. - Екатеринбург: изд-о УГГУ, 2010. - 250 с.
3. Газалеева Г.И., Ципин Е.Ф., Червяков С.А. Рудоподготовка (дробление, грохочение, обогащение).-Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. - 914 с.
4. Ципин Е.Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научная монография / Е.Ф.Ципин; Урал.гос.горный ун-т. - Екатеринбург: изд-во УГГУ, 2015. - 303 с.
5. Бастан П.П., Гальянов А.В., Ключкин Е.И. К обоснованию требований к различным этапам рудоподготовки // Труды ИГД МЧМ СССР. Свердловск. 1980. Вып. 63. С.2 8-31.
6. Яшин В.П., Мамедов А.И., Беляшова В.М. и др. Исследования по повышению эффективности рудоподготовительного цикла за счёт увеличения работы взрывного дробления // Обогащение руд. - 1985. - № 1.- С. 8-12.
7. Управление качеством руды на горных предприятиях: сб. научн. тр. / ИГД МЧМ СССР.- Свердловск, 1988.- № 87. - 120 с.
8. Рудоподготовка и её эффективность: Материалы Всесоюзного совещания. г.Фрунзе, 2-4 сентября 1990,: Фрунзе: Илим, 1990. - 240 с.
9. Походзей Б.Б. Анализ влияния колебаний качества руды на извлечение металла в концентрат // Обогащение руд. - 1979. - № 4.- С. 17-21.
10. Гальянов А.В., Лаптев Ю.В., Фёдорова Л.М. Эффективность работы смесителя ДВХ-1000 при производстве порошков электротехнического периклаза // Огнеупоры. - 1988. - № 8.- С. 41-45.