

Лекция 10

6.2.2. Расчет междокамерных целиков

Расчет междокамерных целиков ведут исходя из принципа Турнера — Шевякова, который для ленточных целиков можно записать следующим образом:

$$k_n k_a \delta H (B + b) / b = k_c k_{\phi} k_{\phi_0} \sigma_{сж}^0 / k_3 \quad (6.36)$$

где: k_n — коэффициент, учитывающий влияние размеров разрабатываемого участка, доли единицы; K_n — принимают равным 1 при $L/H \geq 0,8 + 1$ L —ширина отработываемого участка, м); при $L/H \geq 0,8 - 1$ значение $k_n = 0,7$, если в рудном теле имеются слабые прослойки, то $L/H < 1$, значение $k_n = 0,5 - 0,6$; k_a — коэффициент, учитывающий влияние угла падения рудного тела, доли единицы; δ — объемная масса налегающей толщи пород, т/м³; H — мощность толщи пород над камерой, м; B — ширина камеры, м; b — ширина целика, м.

Коэффициент k_a для целиков ленточной или прямоугольной формы, расположенных по восстанию, определяют по формуле

$$k_a = \cos^2 \alpha + k_6 \sin^2 \alpha, \quad (6.37)$$

а для таких же целиков, расположенных по простиранию, по формуле

$$k_a = K_6 \sin \alpha / \cos \beta \sin (\alpha - \beta), \quad (6.38)$$

где α — угол падения рудного тела, град; K_6 — коэффициент бокового распора; β — угол, на который должна быть отклонена ось целика от

$$\beta = \alpha - \arctg(K_6 \tg \alpha). \quad (5.39)$$

Значения величин β и k_a приведены в табл. 6.1.

Предел прочности пород при сжатии $\sigma_{сж}^0$ определяют по данным испытаний образцов с отношением диаметра к высоте, равным единице. При

этом учитывают среднемаксимальную прочность, т.е. прочность образцов, не нарушенных трещинами.

Коэффициент структурного ослабления породы K_c в массиве равен отношению $\sigma_{сж}^0 / \sigma_{сж}^M$ - предел прочности пород в массиве при одноосном сжатии, т/м²; $\sigma_{сж}^0$ - предел прочности пород при одноосном сжатии в образце, т/м².

Учитывая, что $\sigma_{сж}^M$ определить очень трудно, а иногда и невозможно (когда проектируется разработка нового месторождения), коэффициент K_c определяют расчетным путем. Его значение зависит в основном от трещиноватости массива и от направления основных разрушающих нагрузок по отношению к этим трещинам. Лабораторные работы, проведенные ВНИМИ, позволили установить характер этой зависимости (табл. 6.2).

Входящая в формулу (5.36) величина $K_{\phi 1}$ представляет собой коэффициент, учитывающий влияние отношения a/bn и ориентировки трещин, где a — длина целика, м.

Если целик расположен так, что простирание доминирующей системы трещин направлено перпендикулярно продольной оси основания целика, то при $1 \leq a/b \leq 4$

$$K_{\phi 1} = 0,8 + 0,2 a/b \quad (6.40)$$

Если имеется неупорядоченная трещиноватость или длинная ось основания целика направлена параллельно простиранию трещин, то $K_{\phi 1} = 1$.

Входящая в ту же формулу величина $K_{\phi 2}$ — коэффициент формы, учитывающий влияние отношения b/h (где h — высота целика) при сухом трении на контактах целика с боковыми породами для $0,25 + 0,30 \leq b/h \leq 1$,

$$K_{\phi 2} = 0,6 + 0,4 b/h; \quad (6.41)$$

Таблица 6.1.

Значения β и K_{α} при различных углах падения (α) рудного тела

α , град	0	10	20	30	40	50	60	70	80
β , град	0	5	10	14	17	—	—	—	—
K_α	1	0,99	0,94	0,88	0,79	0,70	0,62	0,56	0,5
K_α	1	0,99	0,97	0,93	0,87	—	—	—	—

Таблица 6.2.

Значения коэффициента k_c

	Число трещин на 1 метр разрушающей нагрузкой и	Угол между основной плоскостью трещины
	0—20 40—90	20—30 30-40
До 4	0,40-0,50	0,30—0,40
4-10	0,30—0,35	0,25—0,30
10 — 20	0,25—0,30	0,20—0,25
Более 20	0,20-0,25	0,15-0,20

при тех же условиях на контактах и для $1 \leq b/h \leq 4$:

$$k_{\phi_2} = \sqrt{b/h}; \quad (6.42)$$

$$K_{\phi_2} = \sqrt{b/h} \quad (6.43)$$

при наличии на контактах пластичных прослоек и для $0,25 \leq b/h < 4$

$$k_{\phi_2} = 0,5 + 0,05h/b; \quad (6.44)$$

z — коэффициент запаса прочности, учитывающий факторы, влияющие на несущую способность целиков, но не учтенных расчетными формулами,

$$k_z = K_1 K_2 K_3 \quad (6.45)$$

где K_1 — коэффициент, учитывающий изменчивость среднемаксимальной прочности, равный 1,25; K_2 — коэффициент, учитывающий возможное уменьшение площади поперечного сечения целика в натуре по сравнению с проектной (принимают равным 1,10 - 1,15); K_3 — коэффициент,

учитывающий сейсмическое действие взрывов на целики. При мелкошпуровой отбойке $K_3 = 1,0$, при скважинной $K_3 = 1,2$.

Если целик прорезан какой-либо выработкой, то полученное значение ширины целика умножают на коэффициент $\&_{\text{п}}$, учитывающий пригрузку:

$$K_{\text{п}} = b/(b-c), \quad (6.46)$$

где b — ширина целика, м; c — ширина горной выработки, м.

Из анализа формул, входящих в расчеты по определению ширины целиков, видно, что одним из основных факторов, влияющих на нее, является ширина камеры, расчет которой приведен выше.

Вместе с тем конструкции и условия применения некоторых систем разработки не требуют и не обеспечивают сохранности потолочины и вышележащей толщи пород от разрушения. В этом случае ширина камеры B может достигать нескольких сот метров.

Тогда при расчете геометрических параметров целиков B находят следующим образом. Сначала, исходя из условий отбойки и магазинирования руды, определяют максимальный прогиб кровли камеры, который зависит от усадки отбитой и замагазинированной в камере руды. С учетом того, что компенсационное пространство при отбойке и магазинировании руды в камере составляет 10-17 % всего объема камеры и, что отбитая и замагазинированная руда в камере размещается равномерно, можно считать, что максимальная усадка кровли камеры составит не более 10—17 % мощности разрабатываемого рудного тела. Следует также предположить, что отбитая и замагазинированная руда после усадки становится жесткой опорой.

Таким образом, целик между камерами с большим пролетом обнажения удерживает потолочину и вышележащую толщу пород, которые слева и справа от целика опираются на отбитую и замагазинированную руду на удалении $B/2$ от целика, определяемом по формуле

$$B/2 = 2\sqrt{E_{\text{м}} h \Delta / 3 \sigma_{\text{р}}} \quad (6.47)$$

где E_M — модуль упругости, кг/см²; Δ — максимально возможный прогиб потолочины, м; σ_p — предел прочности пород потолочины на разрыв, г/м².

Тогда

$$B = 4 \sqrt{E_M h \Delta / 3 \sigma_p}.$$

(6.48)

Практика

6.3. Подготовка руды при подземном и кучном выщелачивании

6.3.1. Определение основных параметров БВР для разрушения скальных пород при ПВ

В процессе орошения выщелачивающие растворы фильтруются преимущественно сквозь искусственные русла между частицами горной породы. Эти русла формируются внешней поверхностью кусков горной массы или плоскостями нарушений в них. Поэтому диффузионные процессы происходят на обеих плоскостях. Пустоты, образуемые частицами разрушенного массива, будут обеспечивать проникновение растворителя в том случае, если ширина русла соответствует удвоенной ширине диффузионного слоя при естественной конвекции. С учетом этого минимально допустимое значение коэффициента разрыхления может быть выражено формулой:

$$K_R = 1/(1-p) = 1 + 12 \delta_0 / d, \quad (6.49)$$

где: δ_0 — толщина диффузионного слоя при естественной конвекции; d — средневзвешенный диаметр кусков разрушенного массива.

Значения K_R , соответствующие минимально допустимому объему компенсационного пространства, применительно к процессу инфильтрационного выщелачивания с учетом формы частиц приведены в табл. 6.3.

Минимально необходимая энергия, расходуемая на разрушение пород для целей подземного выщелачивания, выражается формулой

$$W_{\text{др}} = a_{\Sigma} (S_H - S_0) \Delta', \quad (6.50)$$

где: a_{Σ} — удельная объемная энергия разрушения; S_H — вновь образованная поверхность; S_0 — поверхность разрушаемого массива; Δ' — минимальная ширина русел между частицами ($\Delta' = 2\delta_0$).

Из приведенного уравнения следует, что энергия, затрачиваемая на разрушение горной породы, пропорциональна разности между вновь образованной поверхностью и поверхностью, существовавшей до взрыва.

С учетом зависимости (6.49) формулу (6.50) следует записать:

$$W_{\text{др}} = \frac{a_{\Sigma}(k_R - 1)d}{6} (S_H - S_0) = \frac{a_{\Sigma}(k_R - 1)}{M} (S_H - S_0), \quad (6.51)$$

Для учета энергии взрыва на перемещение взорванной горной массы можно воспользоваться формулой:

$$W_P = \frac{V_0 P \ln k_R}{2gk_R}. \quad (6.52)$$

С учетом (6.51), (6.52) потенциальной энергии ВВ Q_v и коэффициента использования взрыва η удельный расход ВВ можно выразить формулой

$$q_{\text{ВВ}} = \left[\frac{a_{\Sigma}(k_R - 1)(i - 1)}{i} + 10^{-3} P \frac{\ln k_R}{2g} C_p^2 \right] / (Q_v \eta), \quad (6.53)$$

где: i — показатель степени дробления; P — плотность массива; g — ускорение свободного падения, C_p — скорость продольной волны; k_R — коэффициент разрыхления; V_0 — объем массива.

Удельная объемная энергия разрушения в зависимости от исходного состояния пород может быть определена следующим образом:

$$a_{\Sigma}^{\text{м}} = 10(2 - \mu) f_{\text{п}};$$

для трещиноватых горных пород

$$a_{\Sigma}^{\text{т}} = 5(5 - \mu) f_{\text{п}};$$

для однородной относительно монолитной среды

$$(6.54)$$

$$(6.55)$$

для разрушенных горных массивов, например, отвалов

$$a_{\Sigma}^p = 10(2 + \mu) f_{\Pi} \quad (6.56)$$

где μ — коэффициент Пуассона; f_{Π} — коэффициент крепости пород по шкале М.М. Протодяконова.

Общую массу заряда на одну скважину можно рассчитать по формуле

$$Q_3 = q_{RR} H a_{\Sigma} W, \quad (6.57)$$

где H — длина скважины.

Коэффициент сближения зарядов

$$m_3 = a/W, \quad (6.58)$$

где a — расстояние между скважинами при их веерном расположении,

$$a = 0,75 d_{ck} \sqrt{P_{66} * M_3 / g} \quad (6.59)$$

d_{ck}, d_3 — соответственно диаметр скважины и заряда.

Расстояние между веерами W равно

$$W = 0,75 d_{ck} \sqrt{\frac{\rho_{BB}}{m_3 g}} \text{ при } d_{ck} = 1,05 d_3, \quad (6.60)$$

Рекомендуемые промышленные типы ВВ и параметры взрывного разрушения руд применительно к подземному выщелачиванию приведены в табл. 6.4.

Горные породы относят к той или иной категории трещиноватости в соответствии с единой классификацией пород, разработанной Межведомственной комиссией по взрывному делу в СССР (табл. 6.5).

Таблица 6.3.

Изменение минимально допустимого значения K_R в зависимости от направленности формы частиц горной массы при различном средневзвешенном диаметре

Средневзвешенный диаметр кусков горной массы, см	Показатель неправильности формы					
	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
5	1,14	1,12	1,10	1,09	1,08	1,07
6	1,12	1,10	1,09	1,08	1,07	1,06
7	1,10	1,09	1,08	1,07	1,06	1,05
8	1,09	1,08	1,07	1,06	1,05	1,04
9	1,08	1,07	1,06	1,05	1,04	1,03
10	1,07	1,06	1,05	1,04	1,03	1,02

Таблица 6.4.

Характеристика процесса разрушения, рекомендуемые типы промышленных ВВ и параметры зарядов

Характеристика процесса разрушения	Функция распределения трещин	Рекомендуемые параметры взрывчатого разложения ВВ				Рекомендуемый тип промышленных ВВ
		Начальное давление, 10^3 МПа	Скорость детонации, м/с	Плотность заряда, кг/м ³	Потенциальная энергия, кДж/кг	

Среда разрушается хрупко в направлении от свободной поверхности к заряду под действием напряжений	Асимметрична с модой смещения влево от центра симметрии	20 16,5	6300 5600	1200—1400 1200—1400	5000—5500 4700—5500	Гранитол 7А, гранулит АС-8, гранулит АС-88, детонит М, аммонал водоустойчивый, аммонал скальный №3, аммонал М-Ю
Среда разрушается квазихрупко в направлении как от заряда к свободной поверхности, так и обратно под действием волн сжатия и растяжения	Нормальная с модой около 7 трещин на 1 мм	12,5 8,5 4-8	4800 4000 3000	1000—1200 1000—1200 1000—1200	4400—4700 4000—4400 3000—4000	Гранулит АС-4, гранулит АС-4В, аммонит №6 ЖВ, граммонит 79/21
Среда разрушается частично в направлении от заряда к свободной поверхности под действием усилий сжатия на фронте прямой волны	Асимметрична с модой смещения вправо от центра симметрии	2	2500	800—1000	3000—4000	Гранулит М, аммонит №6 ЖВ, акванит АВЗ-8, игданит

6.3.2. Определение качества разрушенной руды, подлежащей выщелачиванию

При выщелачивании скальных руд кинетика массопереноса обусловлена потоком растворителя в межкусковом пространстве, в котором концентрация полезного компонента ниже, чем на поверхности частиц.

Таблица 6.5.

Определение параметров сети точечных оросителей при фильтрационном режиме выщелачивания

Категория трещиноватости	Степень трещиноватости (блочность) массива	Среднее расстояние между естественными трещинами всех	Удельная трещиноватость, м-1
I	Чрезвычайно трещиноватый (мелкоблочный)	До 0,1	Более 10
II	Сильнотрещиноватый (среднеблочный)	0,1—0,5	2—10

III	Среднетрещиноватый (крупноблочный)	0,5—1,0	1 - 2
IV	Мелкотрещиноватый (весьма крупноблочный)	1,0—1,5	1,0—0,66
V	Практически монолитный (исключительно крупноблочный)	Более 1,5	Менее 0,65

Выщелачиваемая горная масса представляет собой грубообломочный материал, неоднородный по размеру частиц и межкусковому пространству.

Сопротивление такой среды потоку растворителя при прочих равных условиях тем выше, чем меньше крупность составляющих ее частиц. По этой причине не оправдывает себя достаточно прочно утвердившаяся тенденция измельчения выщелачиваемой руды при отбойке в зажиме.

Оптимальным для выщелачивания является такой гранулометрический состав, при котором обеспечиваются минимальные затраты труда и средств на получение единицы готовой продукции в растворе. Генетические свойства выщелачиваемых рудовмещающих пород, вызывающие избирательную концентрацию металла в мелких классах, могут оказывать решающее влияние на геотехнологические показатели. Поэтому природные свойства должны быть решающими при оценке качества гранулометрического состава выщелачиваемой руды.

С учетом изложенного выше, одним из определяющих факторов является остаточное содержание полезного компонента в гранулометрических классах руды, которое должно учитываться при оценке качества разрушения горного массива.

Удельная поверхность средневзвешенного куска всей горной массы с учетом остаточного содержания металла может быть выражена формулой

$$M_y = \sum_{j=1}^n \varepsilon_j f_j / M_j^y \quad (6.61)$$

где ε_j - количество теряемого металла в единице объема в частицах j -го класса;

M_j^y – удельная поверхность частиц j -го класса; f_j – выход (доля) j -го класса в общей массе руды.

Тогда вновь образованная после разрушения поверхность

$$S_n = \frac{Q_0}{\varepsilon_0} \sum_{i=1}^n \frac{\varepsilon_i f_i}{M_i^y} \quad (6.62)$$

где: Q_0 , ε_0 – количество теряемого металла соответственно общее и в единице объема.

Учитывая, что полнота и скорость извлечения полезного компонента из куска в решающей степени зависят не только от размера куска, но и от количества в нем металла, в качестве определяющего фактора может быть принято его содержание в руде.

Тогда средневзвешенный диаметр куска горной массы d_M можно определить с учетом неоднородности распределения металла в разных гранулометрических классах:

$$\bar{d}_M = \frac{\sum d_i p_i (a + M_i)}{\sum p_i}, \quad (6.63)$$

где: d_j , p_j — диаметр кусков и выход металла в кусках j -го гранулометрического класса; a — среднее содержание металла во всей горной массе, %; M_j — показатель неоднородности j -го гранулометрического класса.

Чем меньше d_M , тем лучше качество дробления для целей выщелачивания.

6.3.3. Определение параметров сети точечных оросителей при инфильтрационном режиме выщелачивания

Точечными оросителями считают концы раствороподающих скважин или перфорационные отверстия обсадных труб, если эти скважины горизонтальные (слабонаклонные) и пробурены непосредственно в раздробленной руде.

Инфильтрационный поток, формируемый одним оросителем при неполном насыщении перового пространства раствором реагента, описывается уравнениями в цилиндрических координатах (p_1, z). Начало координат — в центре оросителя, ось z направлена вниз. Единичный расход (скорость элементарного потока при влагопереносе)

$$q' = \frac{Q_0}{4\pi} \frac{\exp\left[-\alpha z \left(\sqrt{1 + \rho_1^2/z^2} - 1\right)\right]}{z^2 \sqrt{1 + \rho_1^2/z^2}} \left[\alpha z \left(1 + \sqrt{1 + \rho_1^2/z^2}\right) + 1 \right] \quad (6.64)$$

Расход через круглую площадку радиусом p_1 , симметричную относительно оси поверхности зоны, пропускающей расход $Q_x < Q_0$ (при $z \gg p_1$):

$$Q_x = \frac{Q_0}{2} \left\{ 2 - \left(1 - \frac{1}{\sqrt{1 + \rho_1^2/z^2}} \right) \exp\left[-\alpha z \left(\sqrt{1 + \rho_1^2/z^2} - 1\right)\right] \right\} \quad (6.65)$$

$$\rho_1 = \frac{1}{\alpha} \sqrt{\ln\left(1 - \frac{Q_x}{Q_0}\right) \left[\ln\left(1 - \frac{Q_x}{Q_0}\right) - \alpha z \right]}, \quad (5.66)$$

где: Q_0 - расход через ороситель; α — экспериментально определяемый параметр рассеивания, зависящий от коэффициента фильтрации раздробленной руды, $\alpha = 50 - 100 \text{ м}^{-1}$ при КВ; $\alpha = 25 - 60 \text{ м}^{-1}$ при ПВ.

Единичный расход в любой точке потока, сформированного плоской сетью взаимодействующих точечных оросителей, определяется по формуле

$$q_{(x,y,z)} = \frac{Q_0 \alpha}{2\pi} \sum \frac{\exp\left(-\frac{\alpha}{2} \sqrt{(x - X_i)^2 + (y - Y_i)^2 + z^2} - z\right)}{\sqrt{(x - X_i)^2 + (y - Y_i)^2 + z^2}} \quad (6.67)$$

где: x, y, z — координаты точки, в которой определяется q , X_i, Y_i — координаты источников.

Обычно оросители располагают по квадратной или ромбоидальной сети

(рис. 2.12.). Расстояние между оросителями (параметры ячеек сетки C или C) в ячейке квадратной сети в 1,075 раза больше эквивалентой по площади ромбоидальной сети.

Курсовое проектирование

Рассчитать экономический эффект от предложенной технологии согласно методических указаний..