

Лекция 10

**6. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ШАХТНЫХ СИСТЕМ
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ И УСТАНОВОК КУЧНОГО
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ**

**6.1. Расчеты геотехнологических параметров шахтных систем
выщелачивания**

***6.1.1 Инженерные расчеты основных параметров
подземных систем выщелачивания без разрушения
рудного массива***

***6.1.1.1. Расчет геометрических параметров и производительности
эксплуатационных блоков***

При проектировании подземных систем разработки фильтрационным потоком реагента (I группа) устанавливают оптимальные соотношения геометрических и гидродинамических параметров эксплуатационного блока. Эти параметры взаимосвязаны, определяют интенсивность процесса выщелачивания и подчиняются зависимости Дюпюи, несколько измененной применительно к условиям ограниченных по размеру блоков [42].

Выделяют постоянные и переменные параметры. К постоянным относится мощность залежи, а к переменным — напор выщелачивающих растворов на контуре нагнетания, длина пути фильтрации, т.е. расстояние между нагнетательными и дренажными выработками, единичный расход потока реагента, а также в большинстве случаев коэффициент фильтрации.

При выборе (расчете) оптимальных значений переменных величин следует иметь в виду, что увеличение расстояния между нагнетательными и дренажными выработками приводит, с одной стороны, к снижению затрат на

подготовительно-нарезные работы, а с другой — к увеличению продолжительности разработки эксплуатационного блока и необходимости создания на контуре нагнетания большего напора выщелачивающих растворов с тем, чтобы обеспечить полное закисление рудного массива, заключенного в блоке.

Расход раствора ($2_{\text{ф}}$ в эксплуатационном блоке представляет собой сумму расходов линейного потока на центральном участке Q_A и радиального Q_R на торцах блока:

$$Q_C = Q_A + Q_R \quad (6.1)$$

Расход Q_A на участке с линейной фильтрацией может быть определен по формуле:

$$Q_A = 2Aq, \quad (6.2)$$

Где: A — ширина участка с линейной фильтрацией раствора, м; q — удельный односторонний фильтрационный расход потока раствора, м³/сут, на 1 м длины дренажной выработки (щели).

Односторонний фильтрационный расход потока раствора ориентировочно может быть определен по формулам Дюпюи для дренажной канавы, уточненным применительно к подземному выщелачиванию металла в блоках [42]:

- для напорного режима выщелачивания

$$q = KM(H - H_1)/l; \quad (6.3)$$

- для напорно-безнапорного режима выщелачивания

$$q = K(2HM - M^2 - H_1^2)/2l \quad (6.4)$$

- для безнапорного режима фильтрации

$$q = K(H^2 - H_1^2)/2l, \quad (6.5)$$

где: K — коэффициент фильтрации рудоносных пород с учетом их техногенных изменений, м/сут; M — мощность, м; H, H_1 — напор над почвой блока соответственно на контурах нагнетания и дренажа, м; l — расстояние

между нагнетательной и дренажной выработками (половина ширины блока), м.

Расход раствора на участке с радиальной фильтрацией может быть определен по видоизмененным формулам Дюпюи для скважин:

для напорного режима фильтрации

$$Q_R = 2,73MK(H-H_1)lg(2R/C); \quad (6.6)$$

для напорно-безнапорного режима фильтрации

$$Q_R = 1,36KM(2H - M - H_1^2)/lg(2R/C) \quad (6.7)$$

для безнапорного режима фильтрации

$$Q_R = 1,36 (H^2 - H_1^2)/lg(2R/C), \quad (6.8)$$

Где: R — приведенный радиус торцевых участков (B) блока с радиальной фильтрацией, равный $R = \sqrt{F / \pi}$ (F — суммарная площадь торцевых участков, м²); C — ширина нагнетательной щели, м; $H_1 = 0$.

Результаты анализа гидрогеологических расчетов, выполненных для блоков различной ширины, показывают, что при наличии только одной осевой нагнетательной выработки существует значительная разница в требуемом напоре на участках с линейной и радиальной фильтрацией. Поэтому степень заполнения раствором торцевых участков значительно ниже (вследствие фильтрационного сопротивления при радиальном движении), чем центральной части. В связи с тем, что создание дифференцированного напора в одной нагнетательной выработке (блоке) технически трудно осуществимо, кроме основной нагнетательной щели проходят дополнительные щели в направлении углов блока (рис. 5.1). В этом случае площадь с радиальной фильтрацией значительно сокращается, приведенный радиус уменьшается от $R = 1,13l$ до $R = 0,39l$.

Тогда суммарная производительность блока по растворам складывается из расходов на участках с линейной фильтрацией (A , D и G) и четырех угловых (B), образующих один расчетный "колодец" с радиальной фильтрацией:

Поступая аналогичным образом, можно определить суммарную производительность блока по растворам:

для напорно-безнапорного режима выщелачивания

$$Q_c = 2Q_A + 4Q_D + 2Q_G + Q_R. \quad (6.9)$$

Используя формулы (6.6), (6.9) и расчетную схему (рис. 6.1), получаем для напорного режима выщелачивания:

$$Q_A = AKMH/l; \quad (6.10)$$

$$Q_D = 0,65 KMH/l / 0,68l \approx KMH; \quad (6.11)$$

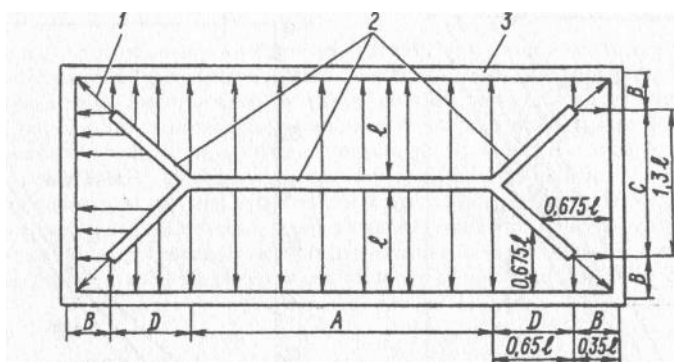


Рис. 5.1. Схема к расчету выщелачивания фильтрационным потоком с вспомогательными нагнетательными ортами, пройденными к углам блока:

1 — направление движения выщелачивающего раствора; 2 — горная выработка нагнетательного контура; 3 — горная выработка дренажного контура

$$Q_G = 1,93 KMH \quad (6.12)$$

$$Q_\pi = 2,73 KMH / \lg(2R/C) \quad (6.13)$$

Тогда с учетом (5.10) — (6.13) суммарная производительность блока по растворам для напорного режима выщелачивания

$$Q_{\Sigma} = KMH [2A/l + 7,7 + 2,73/\lg(2R/C)]. \quad (6.14)$$

Поступая аналогичным образом, можно определить суммарную производительность блока по растворам:

- для напорно-безнапорного режима выщелачивания

$$Q_c = KMH (2H - M)[A/l + 3,85 + 1,36/\lg(2R/C)] \quad (6.15)$$

- для безнапорного режима выщелачивания

$$Q_c = KH^2[A/l + 3,85 + 1,36/\lg(2R/C)] \quad (6.16)$$

Формулы (6.15), (6.16) не учитывают особенностей фильтрации растворов в трещиновато-пористых породах, основными из которых являются фильтрационная неоднородность и дополнительное фильтрационное сопротивление пласта, возникающее вследствие деформации потока вблизи дренажной выработки в результате свободного высачивания раствора на ее стенке. Они могут быть использованы лишь для ориентировочных расчетов.

Значение напора $H = f(l, M)$, необходимое для ориентировочных расчетов суммарного фильтрационного расхода раствора по формулам (6.15) — (6.16), можно определить по графикам, построенным на основании результатов аналогового моделирования (рис. 6.2. — 6.3.).

Расстояние от нагнетательной выработки до границы раздела напорной и безнапорной зон можно определить по формуле:

$$l_n = 2l(H - M)/(2H - M) \quad (6.17)$$

Однако следует иметь в виду, что она дает заниженные результаты по сравнению с результатами, полученными методом аналогового моделирования

Определение высоты промежутка высачивания представляет особую сложность, так как нет однозначных зависимостей между величинами q и h_6 . Существует сложная взаимосвязь между напором R , мощностью

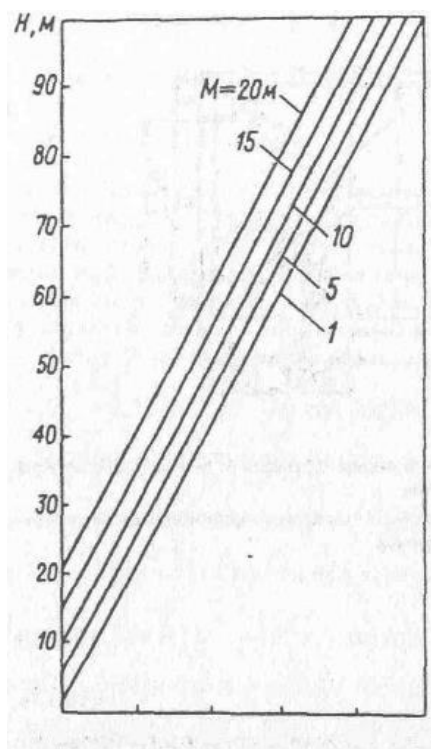


Рис. 5.2. Зависимость напора R на контуре 0 10 20 30 40 50, L от расстояния между нагнетательной и дренажной выработками / при напорном режиме фильтрации

(M — мощность пласта, м; $A_{жс}$ —

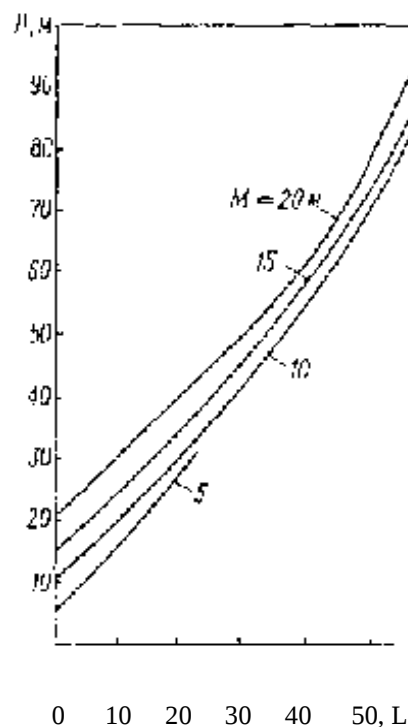


Рис. 5.3. Зависимость напора R на контуре нагнетания от расстояния между нагнетательной и дренажной выработками / при напорно-безнапорном режиме фильтрации (M — мощность пласта, м; $L = 0,8 M$)

пласта M , промежутком высачивания $h_в$, коэффициентом фильтрации K , фильтрационным расходом q и расстоянием между нагнетательной и дренажной выработками l .

При безнапорном режиме высачивания, как установлено по результатам аналогового моделирования, между промежутком высачивания, фильтрационным расходом и коэффициентом фильтрации существует зависимость:

$$H_B = Aq/K, \quad (6.18)$$

где A — коэффициент, зависящий, в свою очередь, от отношения H/l . В пределах

$1 < H/l < 5$ коэффициент A можно определить по формуле

$$A = 0,1 (9 - H/l). \quad (6.19)$$

При условии $H/l < 2$ формула (5.18) примет вид

$$h_B = 0,05(H^2/l^2)(9l - H) \quad (6.20)$$

При напорно-безнапорном режиме выщелачивания значение h_B ориентировочно может быть определено (при соблюдении указанных выше условий) по формулам (5.18) — (5.20). При этом в расчетах значение l должно быть равно значению $l_{\text{бн}}$, а величина $H = M$. Принимая во внимание отсутствие аналитических зависимостей, учитывающих особенности фильтрации раствора в блоках, для определения параметров процесса выщелачивания металла следует пользоваться безразмерными графиками (см. Рис. 5.4. — 5.7.), составленными Б.Л. Толкуновым [111] по вого электро моделирования. Эти графики позволяют в определенных пределах получить:

- промежуток высачивания h_e (рис. 6.4);
- фильтрационный расход q (рис. 6. 5);
- длину безнапорной зоны $l_{\text{бк}}$ (рис. 6. 6);
- степень насыщенности блока раствором $v_{\text{нас}}$ (рис. 6.7).

Приведенные выше зависимости позволяют рассчитать или выбрать по соответствующим графикам оптимальные значения переменных параметров.

С этой целью сначала задаются напором на контуре нагнетания, а затем, исходя из соотношения H/M и выбранного режима нагнетания, по соответствующим графикам определяют искомую величину.

Максимальный напор на контуре нагнетания составляет не более 100 м, так как применяющиеся в настоящее время для подачи в блок сернокислых выщелачивающих растворов полиэтиленовые (капроновые,

стеклопластиковые, хлорвиниловые) трубы не выдерживают большие напоры.

Исходя из режима выщелачивания, по формулам (6.3) — (6.8) рассчитывают удельный фильтрационный расход потока реагента на различных участках эксплуатационного блока. Производительность блока может быть определена только после выбора его длины. По результатам

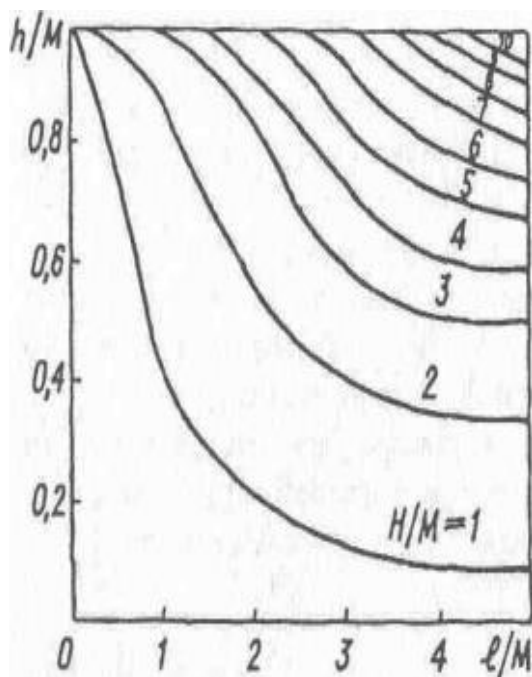


Рис. 6.4. Зависимость h_0/M при различных значениях H/M

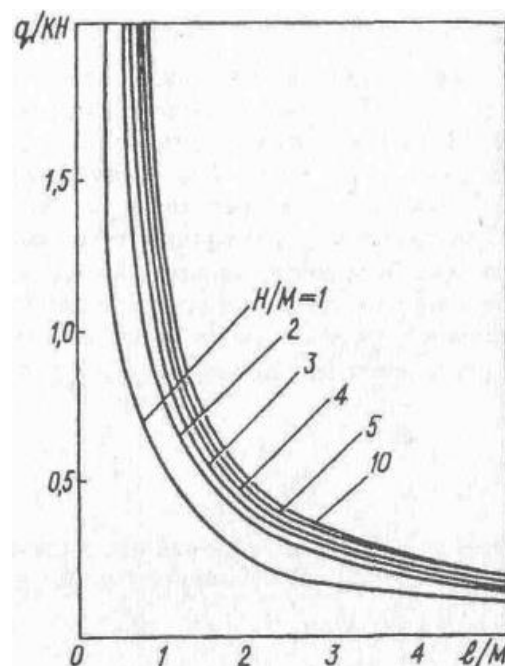


Рис. 6.5. Зависимость приведенного фильтрационного расхода от параметров напорно-безнапорного потока $l_{0н}/l$ при различных значениях

геологических расчетов длина блоков может быть значительной (конечно, в пределах контуров оруденения). Однако опыт применения таких систем разработки показывает, что даже при изученности структурных особенностей рудного массива происходят иногда непредвиденные прорывы выщелачивающих растворов из нагнетательных выработок в

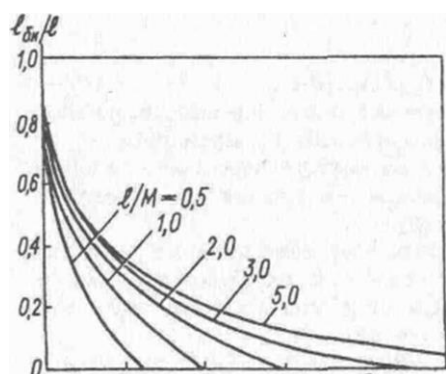


Рис. 6.6. Зависимость относительной длины безнапорной зоны l_{bn} l от параметров на-порно-безнапорного потока M/H при

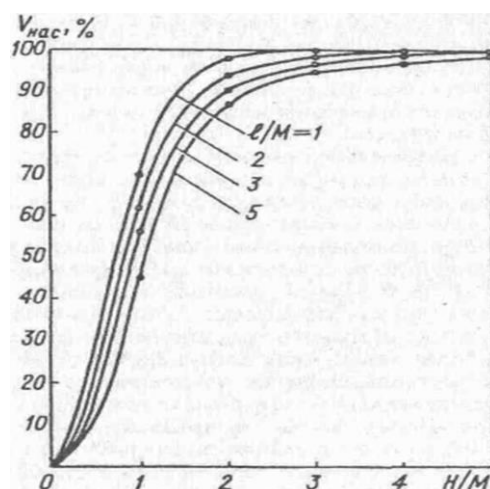


Рис. 6.7. Зависимость степени насыщенности $V_{нас}$ блока раствором от отношения H/M при различных значениях l/M

«незамеченным» или вновь образовавшимся трещинам. В этом случае разрабатываемый блок исключают из эксплуатации и ремонтируют. Естественно, чем большего размера этот блок, тем большие будут нарушения плана добычи металла в химическом концентрате. Кроме того, возможны потери полезного компонента вследствие растекания раствора.

На основании изложенного максимальная проверенная опытом длина блока обычно не превышает 200 м. Этот параметр обусловлен еще и оптимальными условиями работы современного проходческого оборудования, применяемого для проходки нагнетательных и дренажных выработок.

В системах выщелачивания фильтрационным потоком реагента с высокими напорными градиентами ($J = 20+50$ и более) с его секционной пакерной подачей в щели расстояние l между нагнетательными и дренажными устройствами зависит от фильтрационных свойств руд; максимально возможного напора подачи реагента (при использовании полиэтиленовых труб он не должен превышать, как было сказано, 100 м) и

гидравлического градиента. Указанные параметры подчиняются зависимостям

$$H \geq Aql\sqrt{F_{\text{ш}}}/KP_{\text{м}}\sqrt{F_{\Phi}} + M; \quad (6.21)$$

$$J \geq AP\sqrt{F_{\text{ш}}}/KP_{\text{м}}\sqrt{F_{\Phi}}, \quad (6.22)$$

где $F_{\text{ш}}$ — площадь совершенного нагнетательного устройства (вертикальной или горизонтальной щели), м^2 ; F_{Φ} — фактическая площадь нагнетательного устройства, м^2 , $P_{\text{м}}$ — общие запасы руды в секции, т; P — задаваемая на различных этапах выщелачивания плотность подачи раствора на 1 т руды ($P = q/P_{\text{м}}$), $\text{м}^3/\text{сут}$ на 1 т; A — показатель, учитывающий принимаемую в расчетах зависимость степени извлечения металла E , доли единицы, от $\text{Ж}/\text{Т}$, т.е. отношения затрат реагента концентрации C_0 и массой Ж , т, за весь период выщелачивания к массе руд отработываемой секции Т , т:

$$\varepsilon = 1 - 1/\exp(x \text{ Ж}/\text{Т}), \quad (6.23)$$

Где: x — показатель степени, изменяется от 0,15 до 0,45 и в среднем составляет 0,25.

Показатель $A = 20$ соответствует показателю $x = 0,15$.

6.1.2. Определение продолжительности выщелачивания блоков и степени извлечения металла

Продолжительность выщелачивания блоков $\text{т}/\text{сут.}$, в системах разработки без разрушения рудного массива ориентировочно можно определить по зависимости

$$\tau = V_{C_0}/Q_c = \delta FM(\text{Ж}/\text{Т})/Q_c, \quad (6.24)$$

где: V_{C_0} — потребное количество раствора реагента концентрации C ; δ — объемная масса рудовмещающих пород и руд, $\text{т}/\text{м}^3$; F — площадь блока, м^2 ; M — мощность рудовмещающего горизонта (высота блока), м; Q_c — производительность блока по растворам, $\text{м}^3/\text{сут}$; $\text{Ж}/\text{Т}$ — отношение массы затраченного

за весь период выщелачивающего раствора реагента с определенной исходной концентрацией C_0 к массе рудоносных пород блока (до заданной степени извлечения металла).

Среднюю за весь период выщелачивания концентрацию C_m , г/дм³ металла в продуктивном растворе определяют исходя из его извлекаемого количества и общего объема V , м³, продуктивного раствора по зависимости:

$$C_m = 10^3 P_{m\varepsilon} / V \quad (6.25)$$

Приведенные зависимости (5.24), (5.25) применяют при подземном выщелачивании металла из изотропных в структурном отношении пористых водопроницаемых руд.

При определении продолжительности выщелачивания эксплуатационного блока, представленного трещиноватыми вкрапленными и прожилково-вкрапленными рудами, учитывают естественную кусковатость рудного массива, глубину и скорость проникновения раствора реагента в руду. Последние показатели определяют обычно в лабораторных условиях, естественную кусковатость — по замерам в горных выработках.

Практика

Изучить *Определение полноты проработки дробленной руды выщелачивающим реагентом*

Механизм массопереноса полезного компонента из кусков в общий объем растворителя при тонковкрапленной или дисперсной минерализации руды предполагает, что фронт выщелачивания формируется на внешней поверхности частиц и с течением времени его граница перемещается к центру, в результате чего происходит вынос растворенного вещества вследствие диффузии наружу. Так что в случае, если куски имеют кубообразную (правильную) форму, то доля проработанной части при их выщелачивании может быть определена по формуле

$$\Delta = 1 - (1 - 2l/d)^3 \quad (6.26)$$

где l — глубина проникновения реагента в кусок, см; d — ребро куба, см.

Однако куски отбитой руды, как правило, не имеют правильной формы, хотя в той или иной степени она может быть приближена к кубу, параллелепипеду, пластинке. Поэтому их характеризуют чаще всего с помощью трех измерений; a — длины, b — ширины, c — толщины ($a > b > c$). Соотношение трех измерений частиц горной массы характеризует неправильность их формы, которая может существенно влиять на полноту проработки. Так, при одной и той же глубине проникновения растворителя внутрь породы степень проработки двух равных по объему кусков, различающихся по форме, будет неодинакова.

Для учета влияния неправильности формы частиц на степень проработки растворителем были проведены специальные натурные эксперименты на разных типах руд, дробящихся при взрыве на куски, близкие по форме к кубу, параллелепипеду или пластинке. Эти эксперименты показали, что при одной и той же глубине проникновения l зависимость показателя степени непроработанности частиц от отношения толщины частиц c к их длине a соответствует кривой, приведенной на рис.6.9. Поэтому при известном отношении c/a полноту проработки куска можно выразить с помощью формулы

$$\Delta = 1 - (1 - 2l/d)^3 \varphi \quad (6.27)$$

где d — средневзвешенный диаметр куска, см; φ — коэффициент, учитывающий форму куска. Как видно из формулы (5.27) и рис. 5.8., степень проработки уменьшается как с ростом d , так и с увеличением показателя неправильности формы φ . Из кривой также видно, что меньшие значения φ соответствуют кускам плитчатой формы, большие — кубообразной.

Для отбитой руды средневзвешенный диаметр определяют, например, методом фотопланиметрии.

Учитывая, что скорость движения растворителя в открытых трещинах внутри отдельных кусков ничтожно мала по сравнению со скоростью

реакции и движения растворителя в межкусковом пространстве, формулу (10.27) можно использовать и для расчета коэффициента извлечения металла из выщелачиваемой руды с тонковкрапленной и дисперсной минерализацией

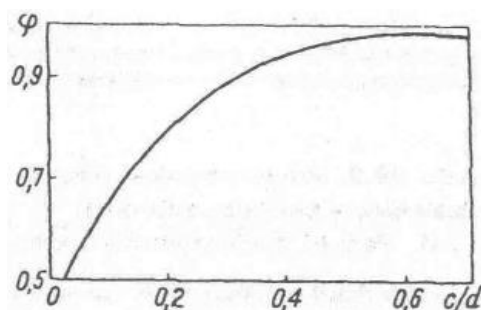


Рис. 6.8. Зависимость изменения показателя неправильности формы куска φ от отношения толщины куска к его длине c/d

6.1.4 Определение расстояния между взрывными скважинами, предназначенными для создания искусственных трещин (щелей) или зон повышенной трещиноватости

Расстояние между взрывными скважинами a , м, при создании между ними искусственной трещины можно определить по формуле, предложенной И.А.Ковалевым [112]:

$$a' = k_T d_c (1 + 2^{1/n}) \left[\frac{2 \nu P_d (V_3/V_{3.п})^z}{\sigma_p (1 - \nu)(1 + C)} \right]^{1/m_3},$$

(6.28)

где: K_T — коэффициент, учитывающий ориентацию естественной трещиноватости; для пород, имеющих направление трещиноватости, совпадающее с направлением создаваемой трещины, коэффициент K_T принимают равным 1,1—1,2; при направлении естественных трещин, не совпадающем с направлением создаваемой трещины, 0,9—0,95; в монолитных

породах 1,0; d_c — диаметр скважины, м; n — степень затухания ударной волны в зоне направленной трещины; $n = 2 - \nu / (1 - \nu)$; z — показатель адиабаты процесса расширения газов при взрыве; $z = 1,17 \cdot 1,25 \cdot \nu$ — коэффициент Пуассона взрывающегося массива, доли единицы; P_d —

детонационное давление, Па; V_3 — объем заряда, м³; $V_{з.п.}$ - объем зарядной полости (скважины), м³; t , m_3 - степень затухания ударной волны в зоне разрушения,

$$m_3 = 2 + v/(1 - v); \quad (6.29)$$

где: α_p° — предел прочности пород на разрыв, Па; C — отношение импеданса ВВ (произведения его плотности на скорость детонации) к импедансу породы (произведению ее плотности на скорость распространения в ней продольной волны).

6.2. Инженерные расчеты основных параметров при подземном выщелачивании

6.2.1. Расчет геометрических параметров камер

Под выбором геометрических параметров камер подразумевают прежде всего выбор устойчивого пролета обнажения. При этом расчет [3] сводится к определению эквивалентного пролета обнажения L_3 , который связан с устойчивыми геометрическими параметрами камеры зависимостью:

$$L_3 = AB / \sqrt{A^2 + B^2}, \quad (6.29a)$$

Где: A и B — длина и ширина потолочины камеры.

При расчете L_3 потолочину рассматривают как балку, защемленную на опорах.

Если для разработки залежи применяют систему с отбойкой и магазинированием руды, а в верхней части камеры предусматривают свободное пространство для размещения оросительной системы, устойчивые пролеты обнажения можно рассчитать по формулам [4]:

$$L_3 = k_a k_c \sqrt{\frac{6h_2 h_1 (\sigma_p / k_z + k_6 \delta H)}{\delta_1 h_2 + \delta H + 12k_6 \delta H h_2 k_\Delta}} ; \quad (6.30)$$

$$L_3 = k_a k_c \frac{\sqrt{0,03H^2 + h_2 (\sigma_p / k_z \delta + k_\Delta H) (1 + 12k_6 H k_\Delta)}}{\sqrt{h_2 / h_1} (1 + 12k_6 H k_\Delta)} ; \quad (6.31)$$

$$L_3 = k_a k_c \frac{\sqrt{0,0023H^2 + h_2 (\sigma_p / k_z \delta + k_6 H) (1 + 12k_6 H k_\Delta)}}{1 + 12k_6 H k_\Delta} , \quad (5.32)$$

где: k_a — коэффициент влияния угла падения залежи; при углах падения до 55° его определяют по формуле $K_\alpha = 1/\cos \alpha$; при углах падения свыше 55° , $K_\alpha = 1/\cos 55^\circ$; K_c — коэффициент структурного ослабления, учитывающий влияние трещиноватости массива на его устойчивость; наименьшее влияние на устойчивость кровли камер оказывают трещины с ориентировкой поперек длинной оси камер, наибольшее — вдоль оси; на основе обработки экспериментальных данных установлено, что коэффициент структурного ослабления изменяется от 0,3 до 0,1 в зависимости от количества трещин и их ориентировки по отношению к оси камеры; $k_c = 0,3$ соответствует весьма трещиноватым породам (более 10 трещин на 1 м), с ориентировкой трещин вдоль длинной оси камеры; h_1 — средняя мощность одного слоя породы, слагающей потолочину, м; h_2 — мощность потолочины (пачки слоев), м; σ_p — предел прочности породы кровли на разрыв, т/м²; δ_1 — объемная масса пород слагающих потолочину, т/м³; δ — средняя объемная масса пород всей налегающей толщи, т/м³; H — мощность пород над камерой, м; k_z — коэффициент запаса прочности, равный 2-3; k_6 — коэффициент бокового распора, изменяющийся в пределах 0,5 — 2 и зависящий от коэффициента Пуассона,

$$k_6 = \nu / (1 - \nu) \quad (6.33)$$

k_Δ — коэффициент, изменяющийся в широких пределах от $0,0001 \cdot 1/M$ до $0,0015 \cdot 1/M$ и зависящий в основном от физико-механических свойств массива и масса пород в глубины разработки,

$$k_{\Delta} = 3(\sigma_p/k_3 + k_6\delta H)/16E_Mh_1, \quad (6.34)$$

где: E_M — модуль упругости, кг/см².

Формулу (6.30) применяют при расчете устойчивых пролетов обнажения, если непосредственная кровля (потолочина) представлена прочными породами, слоистыми или массивными известняками, песчаниками или прочными сланцами, а налегающая толща — наносами; формулу (6.31) — если непосредственная кровля (потолочина) представлена слоистыми или массивными известняками, песчаниками, а покрывающие породы — сланцами; формулу (6.32) — если вся кровля до поверхности представлена одними породами, средняя мощность которых составляет h_2 .

Расчет пролетов обнажения закрытых камер несколько отличается от предыдущего случая. Если в кровле камеры размещают выработки и скважины-оросители, ширина этого пролета составляет не более 40 м. Это расстояние обусловлено оптимальной глубиной скважин-оросителей, служащих для подачи выщелачивающих растворов. В случае если этот 40-метровый пролет превышает предельный пролет обнажения, кровля камеры будет расслаиваться и обрушаться.

Выработки с пробуренными из них в обе стороны и вниз скважинами-оросителями располагают, как правило, в кровле камеры, по ее центру и вдоль длинной оси. Если такую выработку расположить над междукamerным целиком, она попадет в зону повышенных напряжений. Расположение выработки относительно кровли камеры определяется пролетом ее обнажения и устойчивостью пород кровли. Исходя из практического опыта, ее располагают на расстоянии 5—10 м от кровли камеры.

Скважины-оросители бурят, как правило, после отбойки и магазинирования руды в камере, т.е. после образования свода обрушения. В этом случае скважины не нарушаются (что было бы при массовом взрыве после бурения скважин) и без каких-либо осложнений оборудуются полиэтиленовыми оросительными трубами.

Что касается длины камеры, т. е. размера по падению рудного тела, то при горизонтальном и пологом падении рудных тел ее выбирают исходя из расстояния между основными панельными выработками, а при крутом и наклонном падении — из расстояния между блоковыми восстающими или между этажами. Таким образом, максимальная длина камер в первом и втором случаях будет составлять около 200 м. В каждом конкретном случае расстояние между основными горными выработками определяется горногеологическими условиями и тем оборудованием, которое применяют для их проходки.

Если месторождение разрабатывают методом подземного выщелачивания и при этом нет необходимости предохранять породы кровли от обрушения (например, когда на поверхности нет зданий и сооружений, требующих охраны, в вышележащей толще пород нет водоносных горизонтов, а система разработки предусматривает полное заполнение камеры с отбитой и замагазинированной рудой выщелачивающими растворами), то геометрические параметры камеры определяются объемом последних. В свою очередь, максимально возможный объем выщелачивающих растворов в камере обусловлен как технологией ведения процесса выщелачивания, так и техникой безопасности.

Так, известно, что при выщелачивании в пульсационно-статическом режиме реагента период выстаивания камеры, заполненной выщелачивающими растворами, чередуется с таким же периодом, но без затопления камеры растворами. При этом первый период длится 7—10 сут., а затем (на заключительном этапе выщелачивания) 80—90 сут; второй — всегда 2—3 сут. Таким образом, объем камер должен быть таким, чтобы установленное насосное оборудование смогло обеспечить перекачку всего объема заполняющих ее растворов в течение 1—2 сут.

В то же время максимальный объем растворов в одной камере обусловлен техникой безопасности. Так, при нарушении целиков и прорыва растворов окружающие горные выработки опасность должна быть минимальной, т. е.

окружающие выработки не должны быть полностью затопленными. Кроме того, агрессивные растворы не должны контактировать с важнейшим шахтным оборудованием. Исходя из опыта максимальный объем камер не должен превышать 100 тыс.м³ и, следовательно, максимальный объем растворов — 10 — 17 тыс.м³. При проектировании таких камер участок выемочного поля, где она находится, необходимо изолировать от остальных участков растворомепроницаемыми перемычками высотой до 1,0 м, возведенными на всех окружающих камеру выработках, в которые будут стекать растворы в случае их прорыва. Таким образом, общая площадь выработок, необходимых для временного перехвата всех растворов в районе расположения камеры, должна составлять 2—5 тыс. м². Это могут быть как подготовительно-нарезные выработки, так и «старые» отработанные камеры. Иногда целесообразно предусмотреть специальные автоматически действующие перемычки, перекрывающие все подходные пути к участку возможного прорыва растворов выработки на полную или неполную высоту. Можно также создать на пути возможного потока этих растворов резервные емкости, оборудованные мощными специального исполнения (для работы в агрессивных средах) насосами и трубопроводами, позволяющими своевременно откачать растворы.

Приведенные выше данные и расчетные зависимости характерны в основном для средних глубин разработки. При проектировании систем на более глубоких горизонтах необходимо учитывать влияние глубины. Такой учет при выполнении предварительных расчетов может быть осуществлен применением зависимости, установленной ЦНИГРИ на основе экспериментальных исследований при глубинах до 600—700 м:

$$L_3 H = \text{const.} \quad (6.35).$$

Курсовое проектирование

Продолжить написание и расчеты в разделе «Спецвопрос» согласно выданному заданию.