



УДК 622.4

**А.Д. Бектыбаев**

ДГП «Институт горного дела» им. Д.А. Кунаева, г. Алматы

**Д.Т. Окасов**

ДГП «НИЦ по технической безопасности для предприятий цветной металлургии»,  
г. Усть-Каменогорск

#### РАЗБАВЛЕНИЕ ОТРАБОТАВШИХ ГАЗОВ САМОХОДНЫХ ПОДЗЕМНЫХ МАШИН С ДВС

С ростом интенсивности ведения горных работ на подземных рудниках Республики Казахстан все больше применяют самоходные машины с мощными двигателями внутреннего сгорания (ДВС), эксплуатация которых оказывает значительное влияние на параметры рудничной атмосферы и, соответственно, на санитарно-гигиенические условия труда горнорабочих.

Определение кратности разбавления отработавших газов самоходных подземных машин с ДВС является важной прикладной задачей, решение которой определит возможность установления основного токсичного компонента отработавших газов ДВС самоходных машин, применяющихся в подземных условиях.

Одним из показателей определения необходимого количества вентиляционного воздуха для обеспечения ПДК ядовитых газов в горных выработках является коэффициент разбавления отработавших газов ДВС свежим воздухом, обеспечивающий ПДК в рудничной атмосфере по какому-либо из токсичных компонентов рассчитывается по формуле

$$K \geq C/\text{ПДК}, \quad (1)$$

где  $C$  – содержание в отработавших газах токсичного компонента, для которого определяется  $K$  в % по объему (или в % по массе);

$\text{ПДК}$  – предельно допустимая концентрация токсичного компонента в рудничной атмосфере в % по объему (или в % по массе).

Ниже приведены расчёты значений  $K$  для  $\text{CO}$ ,  $\text{NO}_x$ , альдегидов и  $\text{SO}_2$ .

*Расчёт по оксиду углерода:*

$$K_{\text{CO}} \geq C_{\text{CO}}/\text{ПДК}_{\text{CO}} = 0,08:0,0017 = 47,$$

где  $C_{\text{CO}} = 0,08$  % по объему – максимально допустимая концентрация  $\text{CO}$  в отработавших газах после газоочистки [1];

$\text{ПДК}_{\text{CO}} = 0,0017$  % по объему – ПДК по  $\text{CO}$  в рудничной атмосфере [2].

*Расчёт по оксидам азота:*

$$K_{\text{NO}_2} \geq C_{\text{NO}_2}/\text{ПДК}_{\text{NO}_2} = 0,07:0,00026 \approx 269,$$

где  $C_{\text{NO}_2} = 0,07$  % по объему – максимально допустимая концентрация оксидов азота в пересчете на  $\text{NO}_2$  после газоочистки [1];

$\text{ПДК}_{\text{NO}_2} = 0,00026$  % по объему – ПДК по  $\text{NO}_2$  в рудничной атмосфере [2].

*Расчёт по альдегидам.* В отработавших газах ДВС альдегиды находятся в виде формальдегида и акролеина [3].

Концентрация альдегидов в отработавших газах дизелей нормируется в пересчете на акролеин. Формула для расчёта концентрации условного акролеина (альдегидов) в отработавших газах имеет вид [1]:

$$C_{\text{усл. акр.}} = C_{\text{акр.}} + \text{ПДК}_{\text{акр.}} / \text{ПДК}_{\text{форм.}} \cdot C_{\text{форм.}} = C_{\text{акр.}} + 0,22 \cdot C_{\text{форм.}}, \quad (2)$$

где  $C_{\text{усл. акр.}}$  – концентрация альдегидов в пересчёте на акролеин в отработавших газах до газоочистки, % по объему;

$C_{\text{акр.}}$  – концентрация акролеина в отработавших газах до газоочистки, % по объему;

$C_{\text{форм.}}$  – концентрация формальдегида в отработавших газах до газоочистки, % по объему.

Для расчёта  $C_{\text{усл. акр.}}$  примем максимальные значения  $C_{\text{акр.}} = 0,0015$  % по объему и  $C_{\text{форм.}} = 0,0025$  % по объему [2]. При этом

$$C_{\text{усл. акр.}} = C_{\text{акр.}} + 0,22 \cdot C_{\text{форм.}} = 0,0015 + 0,22 \cdot 0,0025 = 0,00205 \text{ \% по объему.}$$

Коэффициент разбавления альдегидов отработавших газов после каталитического нейтрализатора свежим воздухом до ПДК рассчитывается по формуле:

$$K_{\text{альд.}} \geq C_{\text{альд.}} / \text{ПДК}_{\text{акр.}}, \quad (3)$$

где  $C_{\text{альд.}}$  – максимальная концентрация альдегидов в пересчёте на акролеин в отработавших газах после каталитического нейтрализатора, % по объему;

$\text{ПДК}_{\text{акр.}}$  – предельно допустимая концентрация акролеина в воздухе рабочей зоны.

После прохождения отработавших газов через каталитический нейтрализатор часть альдегидов (до 85 %) разлагается на воду и углекислый газ [4]. Поэтому при расчёте значения  $C_{\text{альд.}}$  (% по объему) необходимо учитывать эффективность применяемого каталитического нейтрализатора по альдегидам:

$$C_{\text{альд.}} = (1 - k) \cdot C_{\text{усл. акр.}} \quad (4)$$

где  $k$  – коэффициент эффективности применяемого каталитического нейтрализатора по альдегидам.

Для расчёта примем минимальное значение  $k$ . Эффективность каталитического нейтрализатора типа Д2Б (конструкция института ЖезказганНИПИцветмет) равна 50÷85 % [4] ( $k=0,5 \div 0,85$ ), для расчёта принимаем  $k=0,5$ .

$$C_{\text{альд.}} = (1 - 0,5) \cdot 0,00205 = 0,001025 \text{ \% по объему.}$$

Подставим полученное значение  $C_{\text{альд.}}$  в формулу 3

$$K_{\text{альд.}} \geq 0,001025 / 0,000009 \approx 114.$$

*Расчет по сернистому ангидриду.* В публикациях приведены разные значения содержания сернистого ангидрида в отработавших газах дизельных двигателей: от 0,00014 до 0,003 % по объему [2, 5]; от 0,003 до 0,05 % по объему [6]; от 0,013 % массы до 0,050 % по массе [3]. Различия можно объяснить тем, что в топливах различных марок активные сернистые соединения (элементарная сера, меркаптановая сера, сероводород) содержатся в различных количествах: до 0,2; до 0,5 и до 2,0 % по массе [7, 8] (между количеством серы в топливе и содержанием оксидов серы в отработавших газах существует прямая зависимость [6]).

«Инструкция...» [9] в подземных условиях допускает применение дизельного топлива с содержанием серы не более 0,2 % по массе, т.е., согласно ГОСТ 305-82\*, топливо I вида по содержанию серы [7]. Однако в известных нам публикациях не упоминается, какие именно значения содержания сернистого ангидрида в отработавших газах соответствуют топливу с содержанием серы не более 0,2 % по массе.

Основной элементарный состав горючей массы дизельного топлива, принятый для расчёта в % по массе [6]: углерод - 86,0; водород - 13,5; сера - 0,2; кислород - 0,3 %.

Теоретически необходимая масса кислорода для полного сжигания 1 г топлива и масса продуктов сгорания элементов топлива приведена в табл. 1.

Таблица 1. Количество кислорода для сжигания 1 г дизельного топлива и масса продуктов сгорания

Горючие элементы топлива	Количество в 1 г топлива, г	Уравнение реакции горения	Требуемое количество кислорода, г	Масса продуктов сгорания, г
Углерод	0,860	$C+O_2=CO_2$	2,293	3,153
Водород	0,135	$2H_2+O_2=2H_2O$	1,080	1,215
Сера	0,002	$S+O_2=SO_2$	0,002	0,004
ИТОГО			3,375	4,372

Учитывая, что в 1 г дизельного топлива содержится 0,003 г кислорода, то теоретически необходимое количество кислорода для сжигания составит  $m=3,372$  г ( $3,375$  г -  $0,003$  г).

Количество воздуха  $m_{возд}$  (г) с содержанием кислорода 23,1 % по массе (20,95 % по объёму) [6], необходимого для сжигания дизельного топлива, рассчитывается по формуле:

$$m_{возд.} = m_{кисл.} \cdot 100/23,1, \quad (5)$$

где  $m_{кисл.}$  – количество кислорода, необходимого для сжигания 1 г дизельного топлива.

$$m_{возд.} = 3,372 \cdot 100/23,1 = 14,597 \approx 14,6 \text{ г.}$$

Полученное значение  $m_{возд.}=14,6$  г соответствует данным, приведенным В. И. Смайлисом [6]: для сжигания 1 кг дизельного топлива необходимо 14,63 кг воздуха.

Масса продуктов выхлопа  $M$  (г) при полном сжигании топлива без избытка воздуха в цилиндрах ДВС ( $\alpha=1,0$ ) складывается из массы горючих элементов и массы воздуха, необходимого для их окисления

$$M = m_{угл.} + m_{вод.} + m_{сер.} + m_{возд.}, \quad (6)$$

где  $m_{угл.}$ ,  $m_{вод.}$ ,  $m_{сер.}$  – соответственно количество в дизельном топливе углерода, водорода и серы.

Масса продуктов выхлопа  $M$  (г) при полном сжигании топлива с избытком воздуха в цилиндрах ДВС ( $\alpha \geq 1$ ) складывается из массы горючих элементов и массы воздуха, подающегося в цилиндры ДВС

$$M = m_{угл.} + m_{вод.} + m_{сер.} + \alpha \cdot m_{возд.}, \quad (7)$$

где  $\alpha$  – коэффициент избытка воздуха в цилиндрах.

В табл. 2 приведены значения массы отработавших газов при полном сжигании 1 г дизельного топлива в ДВС при различных значениях  $\alpha$ , рассчитанные по формулам 6 и 7. Диапазон значений  $\alpha$  принят в пределах от 1 до 3.

Таблица 2. Масса отработавших газов при полном сжигании 1 г дизельного топлива

Показатели	Масса продуктов выхлопа, г			
	при $\alpha=1,0$	при $\alpha=1,2$	при $\alpha=2,0$	при $\alpha=3,0$
Отработавшие газы	15,594	19,710	30,191	44,788

Сгорание в дизелях, как правило, достаточно полное, в связи с чем фактический состав продуктов сгорания весьма близок к расчётному: отработавшие газы на 99-99,98 % состоят из продуктов полного горения топлива [6].

Содержание (концентрация)  $C$  (%) в отработавших газах токсичного компонента

$$C = m/M \cdot 100, \quad (8)$$

где  $C$  – процентное содержание какого-либо продукта в отработавших газах, г;

$m$  – масса токсичного компонента в отработавших газах, для которого рассчитывается  $C$ , г.

ПДК сернистого ангидрида в воздухе рабочей зоны составляет 10 мг/м<sup>3</sup> [1, 10] или 8,3 мг/кг (при нормальных условиях: плотность воздуха - 1,205 кг/м<sup>3</sup>, температура - 20° С), что равно 0,00083 % по массе.

Коэффициент разбавления неочищенных отработавших газов ДВС свежим воздухом, обеспечивающий ПДК в действующих выработках по сернистому ангидриду, рассчитаем по формуле 1

$$K_{SO_2} \geq C_{SO_2} / \text{ПДК}_{SO_2},$$

где  $C_{SO_2}$  – содержание сернистого ангидрида в отработавших газах ДВС, рассчитываемое по формуле (8), % по массе;

$\text{ПДК}_{SO_2} = 0,00083$  % по массе – ПДК по сернистому ангидриду в рудничной атмосфере.

Содержание сернистого ангидрида в отработавших газах и коэффициент разбавления неочищенных отработавших газов ДВС свежим воздухом до ПДК в действующих выработках по сернистому ангидриду, для дизельных топлив с различным содержанием серы, приведено в табл. 3.

Таблица 3. Содержание сернистого ангидрида в отработавших газах дизелей и коэффициент разбавления неочищенных отработавших газов ДВС свежим воздухом, обеспечивающий ПДК в действующих выработках по сернистому ангидриду

Содержание серы в дизельном топливе				
	при $\alpha=1,0$	при $\alpha=1,2$	при $\alpha=2,0$	при $\alpha=3,0$
Содержание SO <sub>2</sub> в отработавших газах ( $C_{SO_2}$ ), % по массе				
0,2 % по массе	0,026	0,02	0,013	0,009
0,5 % по массе	0,065	0,05	0,0325	0,0225
2,0 % по массе	0,26	0,2	0,13	0,09
Коэффициент разбавления ( $K_{SO_2}$ )				
0,2 % по массе	31	24	16	11
0,5 % по массе	78	60	40	28
2,0 % по массе	310	240	160	110

Максимальный коэффициент разбавления при использовании разрешенного для подземных условий дизельного топлива (содержание серы 0,2 % по массе) равен 31 при условии, что вся сера топлива окисляется до сернистого ангидрида и выбрасывается с отработавшими газами, а рудничный воздух, подающийся в цилиндры ДВС, не содержит серу и её соединения.

При использовании дизельного топлива с содержанием серы 0,5 % по массе, максимальный коэффициент разбавления отработавших газов  $K_{SO_2} = 78$ , что в 3,4 раза меньше макси-



мального коэффициента разбавления отработавших газов по оксидам азота  $K_{\text{NO}_2} = 269$ .

Максимальные значения  $K$ , полученные по формуле 1 для основных токсичных компонентов отработавших газов, приведены в табл. 4.

Таблица 4. Коэффициент разбавления отработавших газов

Токсичные компоненты выхлопа	Коэффициент разбавления отработавших газов
Оксиды азота	269
Альдегиды	114
Оксид углерода	47
Сернистый ангидрид:	
I вид топлива (0,2 % по массе $\text{SO}_2$ )	31
II вид топлива (0,2 % по массе $\text{SO}_2$ )	78

По результатам расчета и данным, приведенным в табл. 5, можно отметить, что основными токсичными компонентами отработавших газов ДВС, по которым необходимо определять количество вентиляционного воздуха для обеспечения ПДК в горных выработках, являются оксиды азота и альдегиды.

Уменьшение потребности рудников в свежем воздухе может быть достигнуто за счёт снижения кратности разбавления отработавших газов по оксидам азота. Один из путей решения проблемы – нормирование содержания в воздухе рабочей зоны оксида азота (NO) по опыту США [11].

#### Список литературы

1. Временное руководство по контролю состава воздуха подземных рудников. – М., 1983. – 87 с. (Согласовано с Госгортехнадзором СССР).
2. Временные методические указания по контролю за эксплуатацией дизельных двигателей и систем очистки отработавших газов горных машин на карьерах и подземных рудниках цветной металлургии СССР. – Дзержинск, 1984. – 41 с. (Согласовано Госгортехнадзором СССР).
3. Битколов Н. З. Очистка выхлопных газов двигателей внутреннего сгорания. – М., 1962. – 63 с.
4. Макунин А. В., Фомин В. М. Системы термokatалитического воздействия на рабочие процессы дизелей// Экология и промышленность России. – 2003, август. – С. 10-15.
5. Скорняков Ю.Г. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. – М.: Недра, 1978. – 232с.
6. Смайлс В.И. Малотоксичные дизели. – Л.: Машиностроение, 1972. – 128 с.
7. ГОСТ 305-82. Топливо дизельное. Технические условия. – Введ. 1983-01-01. – М.: Государственный комитет СССР по стандартам, 1984. – 7 с.
8. ГОСТ 1667-68. Топливо моторное для среднеоборотных и малооборотных дизелей. Технические условия. – Введ. 1968-07-01. Переизд. с изменениями. – М.: Государственный комитет СССР по управлению качеством продукции и стандартам, 1991. – 6 с.
9. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. – М.: Недра, 1973. – 32с. (Утверждено Госгортехнадзором СССР).
10. Предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ в воздухе рабочей зоны. – № 1.02.011-94. Санитарные правила и нормы по гигиене труда в промышленности. – Ч. 1. – Омск: ИПК «ОМИЧ», 1995. – Часть I. – С. 190-257. (Утверждено Главным гос-санврачом РК).
11. Code of Federal Regulations 30. Parts 1 to 199. Revised as of July 1, 2002. Mineral Resources. Containing a codification of documents of general applicability

and future effect. As of July 1, 2002. With Ancillaries. Published by Office of the Federal Register National Archives and Records Administration. A Special Edition of the Federal Register.

Получено: 15.02.06.

УДК 622.013.364

**Е.К. Нуржумин**

КазГАТУ им. С. Сейфуллина, г. Астана

**К УПРАВЛЕНИЮ РАЦИОНАЛЬНЫМ СООТНОШЕНИЕМ ПОЛНОТЫ И КАЧЕСТВА ИЗВЛЕЧЕНИЯ  
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ИЗ НЕДР**

Для обеспечения более полного использования запасов полезных ископаемых как дополнение к параметрам действующих кондиций на минеральное сырье, по разрешению вышестоящей организации, согласованному с органами Гостехнадзора, могут применяться предельные браковочные содержания полезного компонента в добываемом полезном ископаемом. Браковочные содержания должны относиться к определенной выемочной единице или их группе и определяются с учетом конкретных горно-геологических, технологических и экономических условий.

Необходимость выполнения содержания данного пункта в Единых правилах охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых вызвана рядом объективных обстоятельств:

1. Наличие методических допущений при установлении минимального промышленного содержания для месторождения в целом или для достаточно крупных его участков.
2. Изменчивость природных условий разрабатываемых месторождений.
3. Действие в течение длительного времени ранее установленных для средних условий месторождений полезных кондиций.

Первое обстоятельство включает три вида методических допущений при установлении минимального промышленного содержания для месторождения или достаточно крупных его участков.

1. При установлении минимального промышленного содержания средние значения исходных показателей разубоживания, затраты на добычу и переработку, необходимые для расчета, определяются статистическим методом за определенный период. При этом как бы узакониваются все изменения и отклонения от нормальных условий эксплуатации месторождения в период, за который определены средние значения этих показателей. Также остаются неучтенными те изменения и отклонения, которые происходят в последующие годы, в течение которых действует установленное этим методом минимальное промышленное содержание на данном месторождении.

2. При существующей системе отчетности производства себестоимость добычи и переработки руды исчисляются в расчете на 1 т добытой рудной массы. Когда возникает потребность нахождения затрат на добычу и переработку 1 т балансовой руды, пользуются известным выражением [2-4]:

$$C_{\delta} = \frac{C_{\delta}}{1-R} \cdot \frac{C_{\delta}}{K_{\kappa}},$$

где  $C_{\delta}$ ,  $C_{\delta}$  – себестоимость добычи и переработки 1 т добытой балансовой руды с учетом ущерба от разубоживания и рудной массы, тенге/т;

$R$  – коэффициент разубоживания, д.ед.;

$K$  – коэффициент изменения качества полезного ископаемого, д.ед.

Участие этого выражения в формуле определения минимального промышленного содержания, в основу которой положен общеизвестный принцип – равенство извлекаемой ценности полезного компонента и затрат на ее извлечение, будет справедливо только в том случае, если затраты средств на добычу и переработку 1 т балансовой руды и примешиваемых пустых пород равны, т.е.  $C_{\delta} = C_n$  ( $C_n$  – затраты средств на добычу и переработку 1 т пустых пород); затраты средств на добычу и переработку 1 т рудной массы и балансовой руды также одинаковы:  $C_{\delta} = C_{\delta}$ . В остальных случаях применение выражения  $C_{\delta} = C_{\delta}/K_{\kappa}$  будет неправомерным и приведет к установлению завышенного значения минимального промышленного содержания. Результаты расчета при этом будут зависеть от показателя разубоживания и нанесут огромный ущерб экономике предприятий и народного хозяйства.

3. При установлении минимального промышленного содержания для месторождения в целом или достаточно крупных его участков не учитываются: закономерность снижения качества добываемой руды на стадии ее разубоживания, различия затрат на добычу и переработку 1 т балансовых запасов и примешиваемых пустых пород (т.е. затраты на добычу и переработку 1 т балансовой руды складываются из затрат на разведку, вскрытие месторождения, промышленное строительство и приобретение оборудования, подготовительно-нарезные работы, бурение, отбойку и выпуск, транспортирование до места переработки), а также затраты на добычу и переработку 1 т примешиваемых пустых пород (забалансовых руд) слагаются только из затрат на выпуск, транспортирование до места переработки и переработку), необходимость дифференцированного подхода к определению экономической целесообразности вовлечения каждой последующей дозы рудной массы в добычу (т.е. вовлечение последней дозы рудной массы в добычу при нулевой рентабельности), и изменение затрат на добычу и переработку руды во времени (в динамике).

Второе обстоятельство обусловлено наращиванием в каждый последующий момент ухудшения естественных условий разрабатываемых рудных месторождений.

Известно, что большинству эксплуатируемых месторождений Казахстана характерны сложность конфигурации рудных тел, частая перемещаемость участков балансовых руд и вмещающих пород (забалансовых запасов) и изменчивость содержания полезных компонентов в балансовых запасах.

С увеличением глубины разработки месторождений также наблюдается ухудшение горно-геологических условий залегания рудных тел.

На месторождениях, где содержание полезных компонентов в балансовых запасах колеблется в широких пределах и чрезвычайно сложна морфология рудных тел, невозможно полное использование технических возможностей технологии добычи без учета конкретных горно-геологических, технологических и экономических условий, отличных от принятых при обосновании постоянных кондиций для месторождения.

Третье обстоятельство связано с тем, что в практике горнорудных предприятий ранее установ-

ленное минимально промышленное содержание полезного компонента для всего месторождения или достаточно крупных его участков действует в течение длительного времени (5-10 лет и выше). На отдельных месторождениях продолжительность действий доходит до 20-40 лет.

С увеличением продолжительности действий установленных постоянных кондиций на месторождения возрастает отрицательное влияние на рациональное использование как для разведанных запасов недр, так и для затрат на их извлечение. При этом не учитываются технический прогресс в технике и технологии добычи и переработки руд, изменение соотношения удельных весов применяемых систем разработки, стоимость приобретаемого оборудования и потребляемой электроэнергии, изменение цен на металлы и количество оплачиваемых при реализации предприятиями полезных компонентов в конечной продукции и т.д.

Успешное решение задач, в том числе горно-экономических, состоит из трех частей: логичность принятого хода решения, полнота и обоснованность отбора необходимых показателей, входящих в расчет, и соответствие величины каждого показателя тем условиям, для которых решается данная задача. При наличии неточностей в любой из этих частей конечный результат решения непременно будет отличаться от истины и соответственно скажется на экономике предприятий и народного хозяйства. В этой связи возникает необходимость в рассмотрении влияния величины себестоимости добычи и переработки 1 т балансовой руды на значение браковочного содержания металла в подстилающих породах.

При существующей системе учета затрат средств на производство себестоимость добычи и переработки руды исчисляют в расчете на 1 т добытой рудной массы. Для сравнения эффективности применения системы разработки, как правило, все затраты переводятся на 1 т балансовой руды в рудной массе путем деления себестоимости рудной массы на  $1 - R$ , т.е.

$$C_{\delta} = \frac{C_{\delta}}{1 - R}, \quad (1)$$

где  $C_{\delta}$ ,  $C_{\delta}$  – себестоимость добычи и переработки 1 т добытой балансовой руды, определенная этим методом, представляет собой себестоимость добычи и переработки 1 т балансовой руды с учетом ущерба от разубоживания. Поэтому ее использование не всегда правомерно, а только в определенных условиях. В тех случаях, когда необходимо управление рациональным соотношением положительного излияния показателей полноты и качества извлечения руды из недр на результат ее добычи и переработки, установление нормативных потерь и разубоживания руды при добыче и т.д., возникает потребность в определении истинной величины себестоимости добычи и переработки без учета затрат на разубоживающую часть рудной массы.

При установлении нормативных потерь и разубоживания указанным способом, а также управлении рациональным соотношением полноты качества извлечения руды из недр, результат сильно отличается от истины, что приводит к большому экономическому ущербу предприятий и народного хозяйства.

Известно, что каждая последующая доза рудной массы с начала разубоживания руды при выпуске под налегающими породами состоит из двух разнородных частей, т.е. из балансовой руды и примешанных пустых пород (или забалансовых руд), причем их соотношение (отношение объема балансовых руд к объему примешанных пустых пород) интенсивно снижается. Затраты средств на добычу и переработку 1 т балансовой руды и примешанных пустых пород также не равны: первые откладываются из затрат на разведку, вскрытие месторождения, промышленное строительство и оборудование, подготови-

тельно-нарезные работы, бурение, отбойку и выпуск, транспортирование до обогатительной фабрики и обогащение; вторые слагаются только из затрат на выпуск, транспортирование до обогатительной фабрики и обогащение. В результате учета этих технологических особенностей себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы (средневзвешенные затраты в расчете на 1 т рудной массы), заключенной в каждой последующей дозе, будет заметно снижаться. Следовательно, необходим дифференцированный подход к определению минимально кондиционного (браковочного) содержания в зависимости от качества балансовых запасов выемочного участка (или группы эксплуатационных блоков). При этом экономически обоснованным пределом включения в добычу последней дозы выпуска рудной массы считается нулевая рентабельность.

Также следует отметить, что при установлении минимально-кондиционного содержания для всего месторождения обычно определяются показатели входящих в расчет некоторых величин (себестоимости, разубоживания и т.д.) статическим методом, что при пользовании этим методом не учитываются:

- все изменения и отклонения от предусмотренных условий эксплуатации месторождения в период, за который определены средние значения этих величин;

- также остаются не учтенными все те изменения и отклонения, которые происходят в последующие годы, в течение которых действует установленное этим методом минимально-кондиционное содержание на данном месторождении. Следовательно, нужен оперативный учет изменения затрат на добычу и переработку руды.

Исходя из таких основных положений, истинную величину себестоимости добычи и переработки руды без учета затрат средств на разубоживающую часть рудной массы применительно к условиям систем разработки с обрушением, находим следующим образом:

$$C_{\delta} = \frac{(A + B)C_{\delta} - B(C_{\epsilon} + C_m + C_{\eta} + C_o)}{A}, \quad (2)$$

где  $C_{\delta}$  – истинная величина себестоимости добычи и переработки 1 т балансовой руды, тенге/т;

$C_{\epsilon}$  – затраты средств на выпуск руды, тенге/т;

$C_m$  – затраты средств на транспортирование до обогатительной фабрики, тенге/т ;

$C_{\delta}$  – себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы по системе, тенге/т ;

$C_o$  – затраты средств на обогащение 1 т рудной массы, тенге/т;

$C_{\eta}$  – цеховые расходы (для рудников, находящихся в составе комбината), отнесенные к 1 т рудной массы тенге/т;

$A$  – объем балансовой руды, м;

$B$  – объем примешиваемых пустых пород, т.

В формуле (2) сумма  $C_{\epsilon} + C_m + C_{\eta} + C_o$  представляет затраты средств на добычу и переработку 1 т примешанных пустых пород.

Покажем это на числовом примере. Допустим, что месторождение разрабатывается системой этажного принудительного обрушения. Себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы  $C_{\delta} = 11,1$  тенге, в том числе:

- затраты на выпуск руды = 0,98 тенге,
- затраты на транспортирование  $C_m = 0,21$  тенге,
- цеховые расходы  $C_{\eta} = 0,8$  тенге,
- затраты на обогащение  $C_o = 6$  тенге.

Объем добычи рудной массы составляет  $D = 100$  тыс. т, разубоживание – 20 %.

Подставим значения соответствующих величин, входящих в формулы (1) и (2), и определим себестоимость добычи и переработки 1 т балансовой руды:

- по формуле (1)

$$C_{\phi} = \frac{11,1}{1-0,2} = 13,9 \text{ тенге},$$

- по формуле (2)

$$C_{\phi} = \frac{11,1 \cdot 100000 - 20000(0,98 + 0,21 + 0,8 + 60)}{80000} = 11,9 \text{ тенге}, \quad (3)$$

Как видно, разница между себестоимостью добычи и переработки 1 т балансовой руды, определенной по формуле (1), и истинным значением той же величины по рекомендуемой формуле (2) составляет 2 тенге.

Рассмотрим, как отразится себестоимость на показатель браковочного содержания металла в последней дозе выпуска руды.

Известно, что показатель браковочного содержания зависит от содержания металлов в балансовых запасах и не остается постоянным для всего месторождения. Поэтому необходим дифференцированный подход к установлению браковочного содержания металла в последней дозе для каждого блока (выемочного участка) [2].

Браковочное содержание металла в последней дозе при системах разработки с обрушением руды и налегающих пород определяется по формуле:

$$a_{\phi p} = \frac{CA + B(C_B + C_T + C_{\phi} + C_O)}{0,01(A + B)E_O \Pi}, \quad (4)$$

где  $a_{\phi p}$  - браковочное содержание в дозе;

$\Pi$  - отпускная цена за 1 т полезного компонента в концентрате, тенге/т;

$E_O$  - коэффициент извлечения полезного компонента при обогащении доли ед.

Подставим в формулу (3) объемы балансовых запасов и примешанных пустых пород, установленные по методике определения допустимых величин потерь и разубоживания при выпуске под налегающими породами [4], значения  $C_{\phi}$ ,  $C_m$ ,  $C_{\phi}$ ,  $C_O$  и отпускную цену полезного компонента в концентрате  $\Pi$ , коэффициент извлечения металла из руды в концентрат при обогащении  $E_O = 0,87$ ,  $A = 55$ ,  $\Pi = 560$  тенге/т,  $B = 45,0$  т.

Тогда браковочное содержание металла в последней дозе выпуска определяется по формулам:

- при системе разработки с обрушением руды и налегающих пород будет при значении себестоимости добычи и переработки 1 т балансовой руды (1):

$$a_{\phi p} = \frac{13,9 \cdot 55 + 7,99 \cdot 45}{100 \cdot 0,01 \cdot 560 \cdot 0,87} = 2,35 \%;$$

- при истинном значении себестоимости добычи и переработки 1 т балансовой руды (2):

$$a_{\phi p} = \frac{11,9 \cdot 55 + 7,99 \cdot 45}{0,01 \cdot 100 \cdot 560 \cdot 0,87} = 2,08 \%;$$

- при значении себестоимости добычи и переработки 1 т рудной массы

$$a_{\phi p} = \frac{11,1 \cdot 100}{0,01 \cdot 100 \cdot 560 \cdot 0,87} = 2,28 \%.$$

Таким образом, соответствие значения любой из величин, входящих в расчет, условиям решения задач способствует рациональному использованию полезных ископаемых и затрат на их извлечение.

Отсюда видно, что величина браковочного содержания металла в последней дозе в большей степени зависит от того, какое значение себестоимости добычи и переработки 1 т балансовой руды принято в расчете. Все запасы полезных ископаемых с содержанием металла в диапазоне в них 2,35 – 2,08 % при принятом в расчет показателе себестоимости добычи и переработки 1 т балансовой руды, найденном по выражению (1), не вовлекаются в отработку, и в результате попадания их в процессе эксплуатации месторождения в зону обрушения теряются безвозвратно.

Список литературы

1. Агошков М.И. Техничко-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр / М.И. Агошков, В.В. Никаноров, Е.И. Пафилов. – М., 1974. – 312 с.
2. Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых. – М.: Недра, 1977. – 196 с.
3. Именитов В.Р. Процессы горных работ при разработке рудных месторождений. – М., 1978. – 528 с.
4. Единые правила охраны недр при разработке месторождений полезных ископаемых. – М., 1986. – 52 с.

Получено: 23.02.06.

УДК 622.013.364

**Е.К. Нуржумин**

КазГАТУ им. С. Сейфуллина, г. Астана

**К УСТАНОВЛЕНИЮ НОРМАТИВНЫХ ПОТЕРЬ И РАЗУБОЖИВАНИЯ РУДЫ ПРИ СИСТЕМАХ  
С МАССОВЫМ ОБРУШЕНИЕМ**

Потери и разубоживание отрицательно влияют на результат добычи и переработки полезных ископаемых. Степень влияния каждого из этих показателей не одинакова. В силу специфики горного производства результаты работы, направленные на уменьшение отрицательного действия одного из показателей, немедленно усиливают отрицательное действие другого. Особенно такое противоречие резко выражено при системах с массовым обрушением, когда почвы неровные, и при разработке в контактной зоне рудных тел с вмещающими породами.

В этих условиях, естественно, экономические последствия потерь при добыче, как отмечено в работе [1], должны оцениваться только совокупностью показателей полноты и качества извлечения полезных ископаемых из недр. Поэтому при принятой технологии добычи для достижения относительно высокой ее эффективности необходимо определение рациональных их величин, которые одновременно и являются нормативными величинами потерь и разубоживания в конкретных горно-геологических условиях месторождения.

Известен принцип определения оптимального коэффициента извлечения полезных компонентов, который соответствует максимальной прибыли на 1 т погашенных забалансовых запасов. Однако он не может быть приемлем в реальных условиях повседневной деятельности горнорудных предприятий для установления нормативных потерь и разубоживания при отработке элементарного выемочного участка (блока).

Дело в том, что искусственное усреднение товарной руды различного качества, выдаваемой в первой (без разубоживания), и второй (с разубоживанием) стадиях выпуска из блока в течение длительного времени (1-2 года), будет не правомерным, так как при системах с массовым обрушением во второй стадии выпуска руды разубоживание интенсивно нарастает.

Для определения допустимых величин потерь и разубоживания применительно к системам с массовым обрушением, магазинированием руды и др. рекомендуется метод, основанный на другом принципе. Сущность его заключается в следующем.

На рис. 1 по оси абсцисс отложены четыре шкалы. На первой шкале через равные интервалы отмечено количество тонн рудной массы в дозе с целью показа характера изменения кривых 1 и 2. Так, результатами исследований [1] выпуска руды из блока доказано наличие прогрессивного, депрессивного и пропорционального характера изменения соотношения в дозе балансовой руды и пустых пород. На второй шкале нанесено количество балансовой руды с геологическим содержанием в каждой дозе, третьей – количество пустых пород в дозе, на четвертой шкале приведены величина коэффициента изменения качества полезных ископаемых соответственно в каждой последующей дозе.

По мере выпуска руды в завершающей второй стадии качество ее интенсивно снижается вследствие нарастания в каждой последующей дозе количества примешиваемых пустых пород. Пропорционально этому затраты на добычу и переработку пустых пород увеличиваются. Это показано на рис. 1 (кривая 1), которая построена на основе следующего выражения

$$Z = (C_{\epsilon} + C_m + C_{об})B, \quad (1)$$

где  $C_{\epsilon}$  - стоимость выпуска 1 т руды, тенге/т;

$C_m$  - стоимость транспортирования 1 т руды, тенге/т;

$C_{об}$  - стоимость обогащения 1т усредненной руды с содержанием  $\alpha$ , тенге/т;

$B$  - объем пустых пород в дозе, т.

В этой формуле сознательно не показаны затраты на отбойку пустых пород, которые иногда имеют место при наличии их включения в рудном контуре блока. Эти затраты (при наличии таких включений) будут отнесены на балансовые запасы во избежание путаницы, поскольку валовая отработка данного участка оказалась целесообразной.

Одновременно доля балансовой руды в каждой последующей дозе уменьшается. Следовательно, пропорционально ей снижается уровень извлекаемой ценности в ней с учетом затрат средств на ее извлечение, которая выражается кривой 2. Значение этой ценности представляет собой прибыль, равную разности между извлекаемой ценностью и затратами средств на ее извлечение, определяется по формуле

$$П_p = (\theta\beta C_o - \frac{C_{\epsilon}}{K_{\kappa}})A_{\epsilon}, \quad (2)$$

где  $\theta$  - выход концентрата из 1 т балансовой руды, д.ед.;

$C_o$  - отпускная цена за тонну - процент концентрата, тенге/т;

$\beta$  - содержание металла в концентрате, %;

$C_{\epsilon}$  - себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы, тенге/т;

$K_{\kappa}$  - коэффициент изменения качества полезного ископаемого, соответствующий содержанию усредненной руды, д.ед.;

$A_{\epsilon}$  - количество балансовой руды в дозе, т.

В выражении (12)  $\theta\beta C_o$  представляет извлекаемую ценность из 1 т балансовой руды, а



$\frac{C_6}{K_k}$  - затраты средств на ее извлечение. Точка пересечения кривых 1 и 2 отражает наиболее рациональное соотношение экономических последствий двух факторов, действия которых на результат добычи и переработки руды направлены противоположно. При таком коэффициенте изменения качества полезных ископаемых в дозе, который соответствует точке пересечения этих кривых, экономически целесообразно прекращение выпуска руды. Это означает равенство затрат средств на добычу и переработку пустых пород, применяемых с балансовой, и прибыли, получаемой в результате добычи и переработки балансовой руды, содержащейся в дозе.

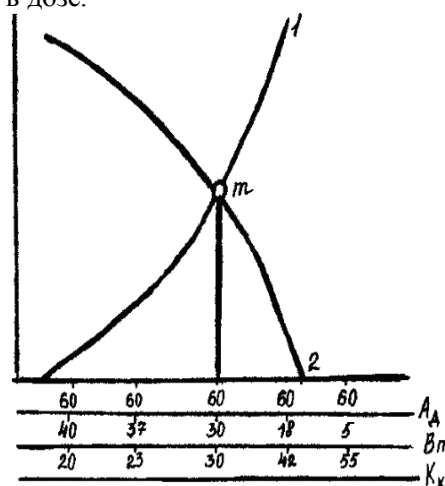


Рис. 1. Определение допустимых величин потерь и разубоживания руды при выпуске

Продолжение выпуска руды с целью дальнейшего снижения уровня ее потерь или преждевременное прекращение выпуска руды для уменьшения величины разубоживания приведет к ощутимому экономическому ущербу. Это показано на рис. 1. Если выпуск руды прекращается преждевременно, то предприятие несет ущерб в результате потерь ценностей в виде минерального сырья. Или, допустим, осуществлен перевыпуск руды из дучек, то предприятие также несет ущерб, который связан с затратами на добычу и переработку излишнего количества пустых пород.

На рисунке момент преждевременного прекращения выпуска руды лежит левее точки  $m$ , соответствующей точке пересечения кривых 1 и 2. Эта область превышения величины прибыли, получаемой в результате выпуска каждой дозы руды, над затратами средств на добычу и переработку пустых пород, содержащихся в дозе. Справа точки  $m$ , куда можно попасть в результате перевыпуска руды, лежит область превышения затрат государственных средств на добычу и переработку излишнего количества пустых пород над прибылью, получаемой из каждой выпущенной дозы рудной массы.

При данном методе определения допустимых величин потерь и разубоживания также будет учтен дополнительный объем балансовой руды в случае, когда вмещающие породы содержат полезные компоненты. Дело в том, что в выражении (2) количество балансовой руды ( $A_6$ ) включает в себя и часть вмещающих пород, которая по содержанию полезных компонентов эквивалентна балансовой привнесенной руде.

Таким образом, предложенный метод определения допустимых потерь и разубожива-

ния руды, основанный на ином принципе, служит основанием для установления нормативных потерь и разубоживания руды при этих условиях.

Уровень нормативных потерь и разубоживания руды при определенном режиме выпуска руды из блока зависит от содержания металлов в балансовой руде налегающих пород, затрат средств на добычу и переработку рудной массы от интенсивности потерь качества руды в результате примешивания вмещающих пород по мере ее выпуска и др. Для изучения характера влияния каждого из этих факторов на уровень нормативных потерь и разубоживания, а также для составления общей картины взаимосвязи между показателями полноты и качества извлечения полезных ископаемых при добыче и переработке нами будут использованы основные принципы установления допустимых потерь и разубоживания, изложенные выше.

Обычно содержание металла в балансовой руде на полиметаллических месторождениях колеблется в широких пределах. На рис. 2 даны две шкалы. На первой шкале показана прибыль, получаемая из 1 т балансовой руды, а на второй шкале соответственно прибыли дано содержание металла в балансовой руде. Кривые 1, 2, 3, 4, 5, одновременно характеризуют уровень прибыли в зависимости от содержания металла в балансовой руде в первой стадии выпуска, т.е. до начала разубоживания, и изменение прибыли, в зависимости от разубоживания руды пустыми породами, во второй стадии выпуска.

Кривая 6 представляет изменение затрат средств на добычу и переработку вмещающих пород, денежные выражения также можно получать на первой шкале.

На рисунке точка  $a$  означает начало разубоживания, т.е. начало второй стадии выпуска. Величины ординат  $\alpha\alpha^I$ ,  $\alpha\alpha^{II}$ ,  $\alpha\alpha^{III}$ ,  $\alpha\alpha^{IV}$ ,  $\alpha\alpha^V$  соответственно равны размеру получаемой прибыли при различных содержаниях металла в балансовой руде, заключенной в дозе до начала разубоживания. Шкала Пр-3 показывает денежное выражение кривых 1, 2, 3, 4, 5, 6. Точки пересечения  $d_1$ ,  $d_2$ ,  $d_3$ ,  $d_4$ ,  $d_5$  кривых 1, 2, 3, 4, 5 с кривой 6 отражают момент прекращения выпуска руды при различных содержаниях металла в балансовой руде, имеющих место на данном месторождении. Одновременно кривая 0 представляет зависимость, по которой меняется момент прекращения выпуска руды из блока в пределах колебания содержания металла в балансовой руде при точных равных условиях. Откуда видно, что с повышением содержания металла в балансовой руде количество выпускаемых доз рудной массы увеличивается. Прямые  $d_1m_1$ ,  $d_2m_2$ ,  $d_3m_3$ ,  $d_4m_4$ ,  $d_5m_5$ , опущенные перпендикулярно к оси абсцисс, определяют количество выпущенных доз.

Из рис. 2 также видно, что браковочное содержание не остается постоянным не только для данного месторождения, но и для данного участка. Оно изменяется в меньшую сторону с увеличением содержания металла в балансовой руде. Это объясняется следующими двумя факторами. Во-первых, относительно высокое содержание металла в балансовой руде допускает увеличение объема примешиваемых пустых пород в дозе даже при одинаковых затратах средств на добычу и переработку руды; во-вторых, себестоимость добычи и переработки 1 т рудной массы с увеличением разубоживания снижается. Для примешанных пустых пород, содержащихся в разнице выпущенных объемов рудной массы во второй стадии выпуска, представляет увеличение объема разубоживания в результате относительно высокого содержания металла в балансовой руде. Величина ординат, полученная при пересечении их с кривой, означает затраты средств на добычу и переработку примешанных пород того объема, который равен объему дозы.

Вышеприведенные принципиальные схемы взаимозависимостей основных факторов

позволяют сделать обоснованный расчет по установлению нормативных потерь и разубоживания руды.

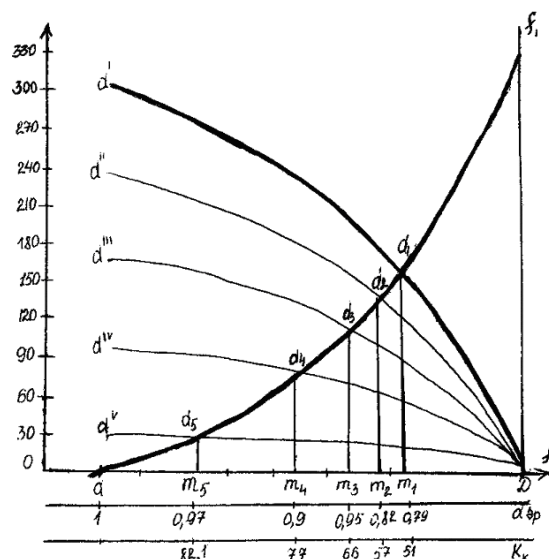


Рис.2. Зависимость браковочного содержания от качества добываемой руды

#### Список литературы

1. Агошков М.И., Никаноров В.В., Пафилов Е.И. и др. Технично-экономическая оценка извлечения полезных ископаемых из недр. — М., 1974. — 312 с.
2. Сборник инструктивных материалов по охране и рациональному использованию полезных ископаемых. — М.: Недра, 1977. — 196 с.
3. Именитов В.Р. Процессы горных работ при разработке рудных месторождений. — М., 1978. — 528 с.
4. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. — М., 1986. — 52 с.

Получено: 02.03.06.

УДК 669.225

**Б.В. Сырнев**

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**Ф.С. Туганбаев, О.О. Масленников**

РГП КМД, г. Усть-Каменогорск

**О.И. Масленников, В.В. Шевляков, Е.А. Лапицкая**

АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск

#### ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИРОДЫ ИНОРОДНЫХ ВКЛЮЧЕНИЙ В СПЛАВЕ СРМ 925

Сплав СрМ 925 (на основе серебра, легированного 7-8 % меди) используется для изготовления коллекционных монет. Высокие требования к качеству поверхности изделий определяют жесткие ограничения по наличию инородных включений на поверхности исходных заготовок, получаемых методом полунепрерывного литья и последующей прокатки. Для создания системного подхода по улучшению качества сплава по инородным включениям представлялось целесообразным провести исследования структуры сплава и

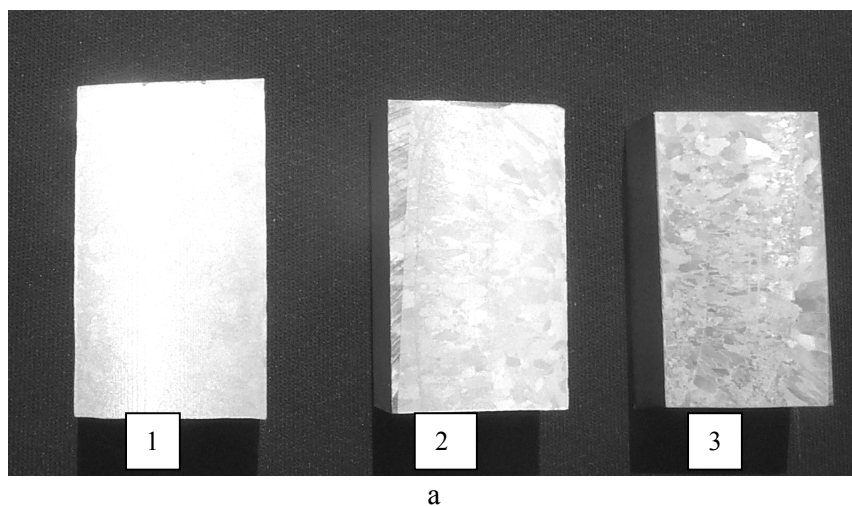
химического состава включений, и на основе анализа полученных результатов сделать прогноз по источникам загрязнения материала.

Исследование макроструктуры слитка проводилось на образцах 30х30х40 мм в продольных плоскостях, параллельных поверхностям последующей прокатки. Отрабатывался регламент механической обработки и травления. На рис.1 представлены фотографии макрошлифов, полученных с различными режимами подготовки поверхности: 1 – грубое фрезерование, 2 – чистовое фрезерование, 3 – алмазная полировка; и травлением в различных травителях: а - на основе водного раствора азотной кислоты, б - на основе спиртового раствора азотной кислоты, в - на основе перекиси водорода.

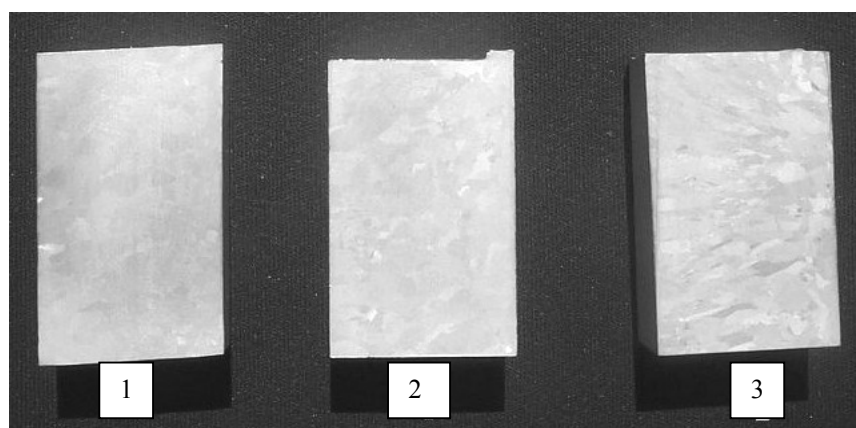
Наиболее оптимальным и универсальным травителем является смесь перекиси водорода и аммиачной воды (травитель а). Макроструктура блестящая, контрастная. Размер кристаллитов 2 – 8 мм. Наблюдается частично столбчатая структура с определенной ориентировкой в направлении теплоотвода при кристаллизации. Макродефектов выявлено не было на шлифах из штатного слитка. Универсальность травителя состоит в том, что он пригоден для микроанализа.

Для выявления микроструктуры время травления должно составлять 10-20 сек. При увеличении 25 крат хорошо просматриваются элементы зеренной структуры (рис. 2), а при увеличении 200 крат – ячеисто-дендритной структуры (рис. 3). Светлые зоны представляют собой твердый раствор меди в серебре, а темные мелкие зоны – твердый раствор серебра в меди.

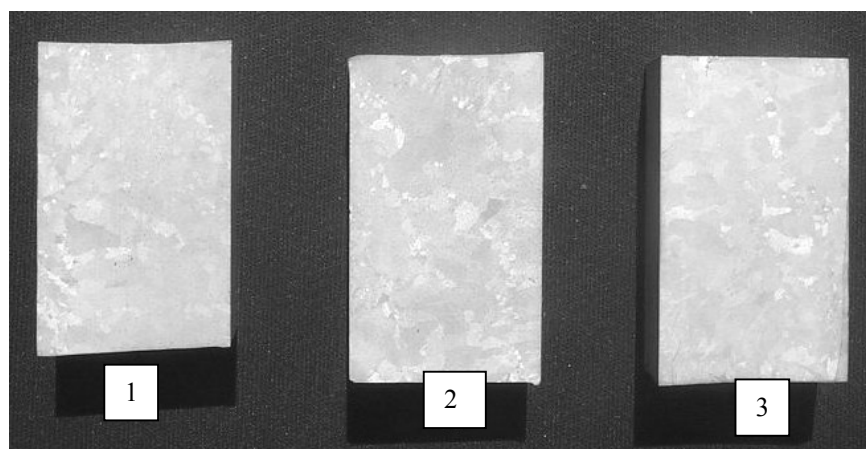
Микрорентгеноспектральный анализ указанных зон показал, что в светлых зонах содержание серебра составляет 96 %, в темных – 69 % (рис. 4). Химическая микронеоднородность (микроликвация) структуры сплава СрМ 925 обусловлена ограниченной растворимостью меди в серебре. Ниже 700 °С происходит выделение  $\beta$ -фазы, представляющей собой твердый раствор серебра в меди.



а



б



в

Рис. 1. Макроструктура слитка СрМ 925 при травлении в разных травителях (а, б, в) и после различной предварительной обработки поверхности шлифа (1, 2, 3).

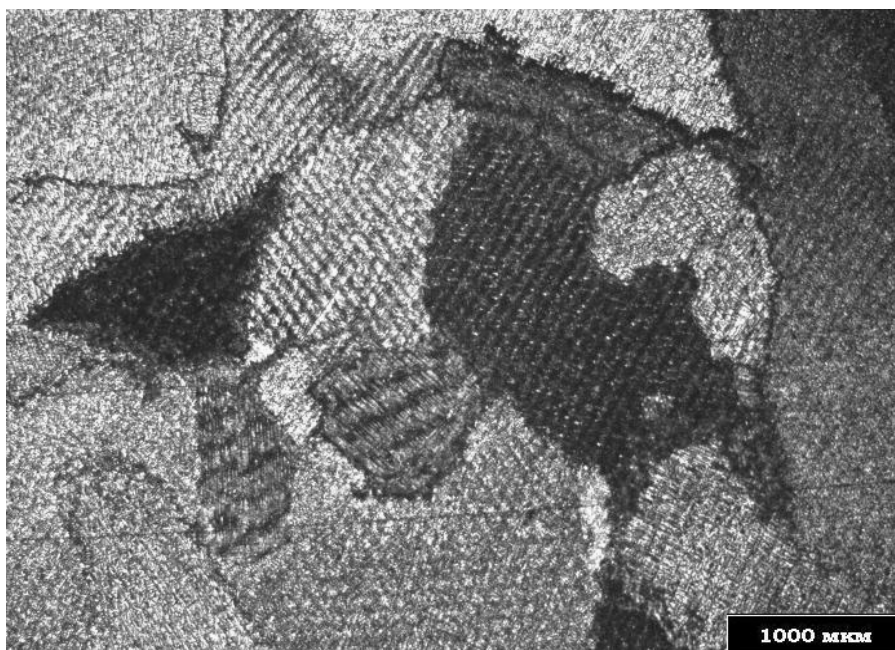
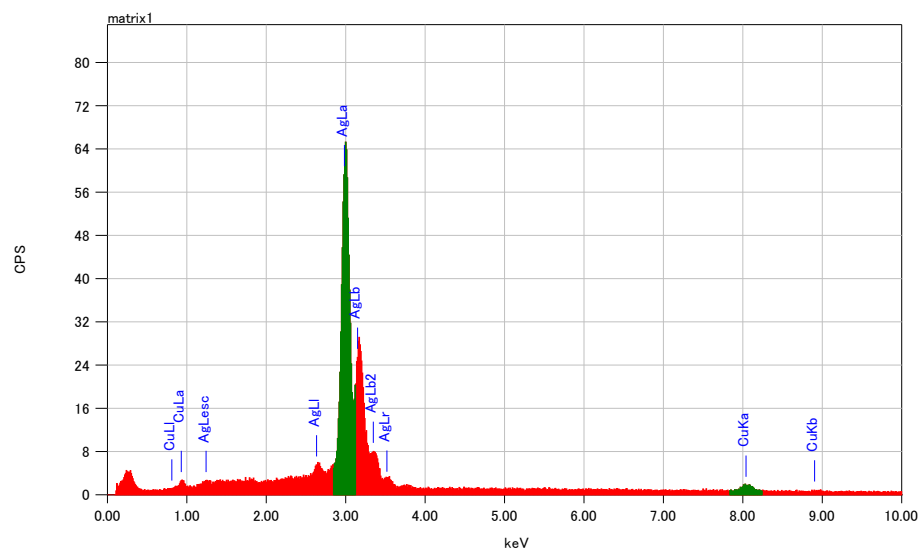


Рис. 2. Микроструктура слитка сплава СрМ 925 после травления в смеси ам.воды и перекиси водорода,  $\times 20$

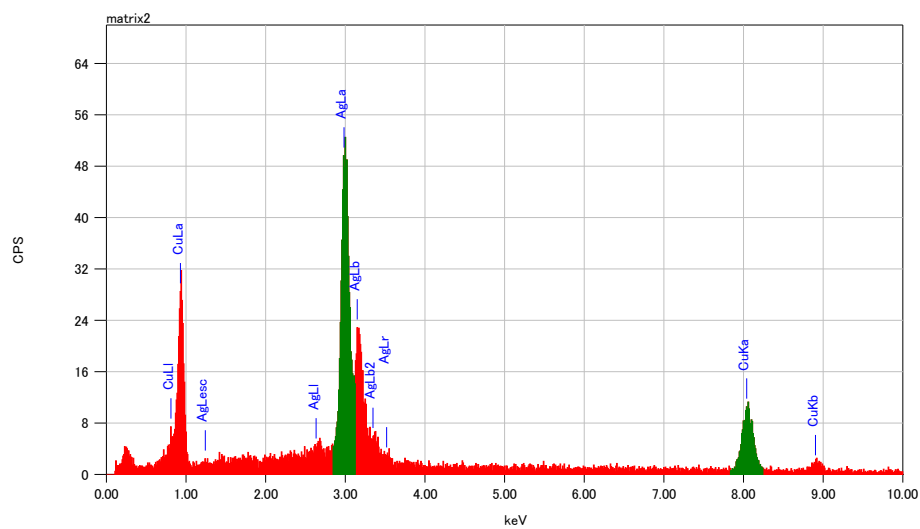


Рис. 3. Ячеисто-дендритная субструктура зерен слитка сплава СрМ 925 после травления в смеси аммиачной воды и перекиси водорода,  $\times 170$



а

Element(keV)	Mass, %	Error, %	At, %	Compound	Mass, % K
Cu K 8,040	3,88	1,25	6,41		4,0382
Ag L 2,983	96,12	0,62	93,59		95,9618
Total	100,00		100,00		



б

Element(keV)	Mass, %	Error, %	At, %	Compound	Mass, % K
Cu K 8,040	30,14	0,94	42,27		32,1616
Ag L 2,983	69,86	0,49	57,73		67,8384
Total	100,00		100,00		

Рис. 4. Рентгеновский спектр и элементный состав твердых растворов на основе: а – серебра, б – меди

Исследование микроструктуры и предварительный отбор дефектных образцов проводился с использованием оптического микроскопа «Axiovert 200 MAT. Zeiss» при увели-



чениях 25...500 крат (рис. 5).

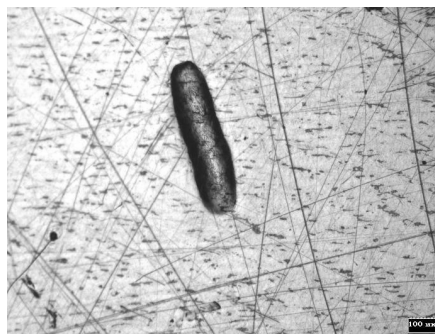
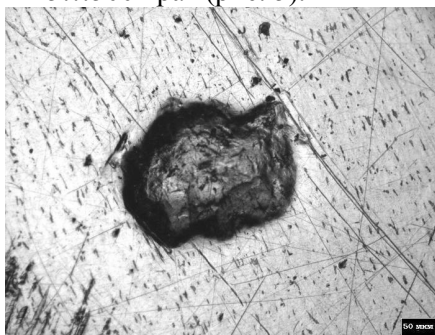
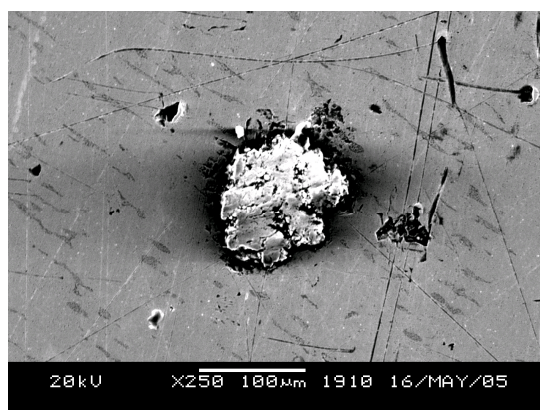
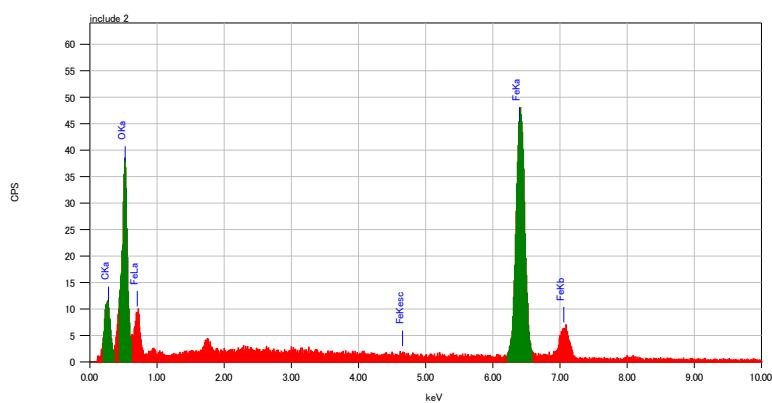


Рис. 5. Увеличенные фрагменты дефектов

После изучения морфологических особенностей дефектов был изучен элементный состав включений на растровом электронном микроскопе-микроанализаторе ISM 5610 (рис. 6 - 8).



а



б

Ele- ment(keV)	Mass, %	Error, %	At, %	Compound	Mass, % K
C K 0,277	22,24		39,05		7,1279
O K 0,525	33,59	0,24	44,27		42,4466
Fe K 6,398	44,16	0,32	16,68		50,4255
Total	100,00	0,35	100,00		

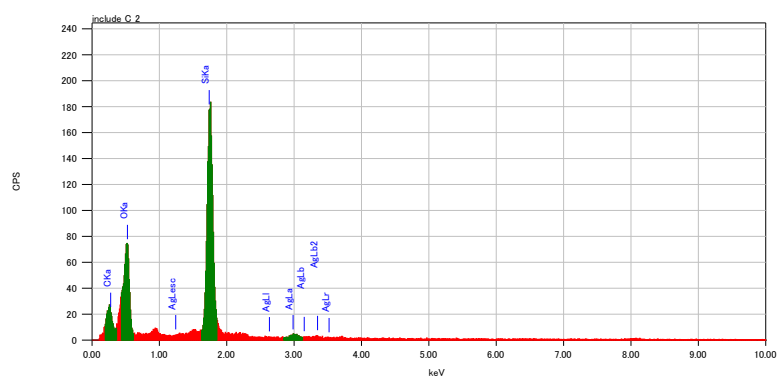


В

Рис. 6. Электронный снимок включения на основе оксида железа: а - во вторичных электронах, б - рентгеновский спектр, в - элементный состав включения



а



б

Element(keV)	Mass, %	Error, %	At, %	Compound	Mass, % K
C K 0,277	32,25	0,45	42,22		10,3922
O K 0,525	47,92	0,59	47,10		59,7197
Si K 1,739	18,83	0,14	10,54		28,3875
Ag L 2,983	1,00	0,46	0,15		1,5007
Total	100,00		10000		

в

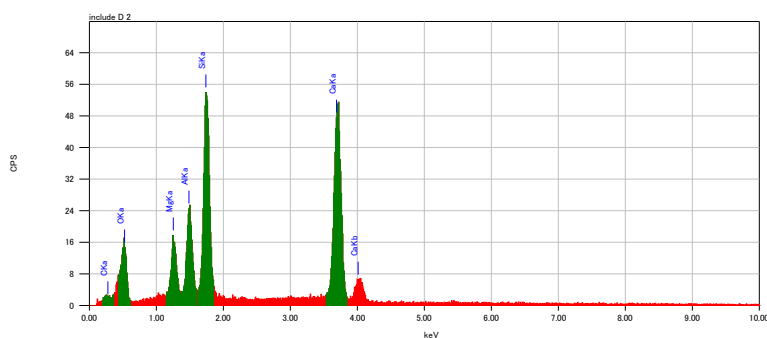
Рис. 7. Электронный снимок включения на основе оксида кремния: а - во вторичных электронах, б - рентгеновский спектр, в - элементный состав включения

Анализ полученных результатов показал, что инородные включения могут быть трех типов:

- на основе оксида железа (рис. 6);
- оксида кремния (рис. 7);
- комплекса оксидов Al, Si, Mg, Ca (рис. 8).



а



б

Element (keV)	Mass, %	Erro, %	At, %	Com- pound	Mass, % K
C K 0,277	6,95	0,54	12,34		1,5239
O K 0,525	37,92	0,84	50,54		27,2269
Mg K 1,253	5,53	0,17	4,85		4,7683
Al K 1,486	7,63	0,17	6,03		7,3741
Si K 1,739	17,21	0,16	13,06		18,4972
Ca K 3,690	24,76	0,21	13,17		40,6095
Total		100,00	100,00		

в

Рис. 8. Электронный снимок включения на основе оксидов Mg, Al, Si, Ca: а - во вторичных электронах, б - рентгеновский спектр, в - элементный состав включения

Точечные дефекты на основе оксидов представляют собой инородные частицы темно-го цвета размером 50 – 100 мкм, реже - до 300 мкм, при этом в состав включения входит

углерод от 6 до 35 %.

С учетом полученных результатов был проведен анализ существующей технологии для определения потенциальных источников загрязнения. Анализ показал, что вероятными источниками загрязнений могут быть: эрозия глазуровки графито-шамотного тигля, алюмосиликатной крышки, устанавливаемой на тигель, графитовой оснастки и некоторых других. Специалистами намечен ряд мероприятий для снижения загрязнения расплава при плавке сплава СrМ 925.

Список литературы

1. Smithells C.J. Metals reference book. 5<sup>th</sup> ed. London - Boston: Butterworths, 1976. - 1566 p.
2. Krall H.A. // Metall. - 1978. - Bd. 38. - №12.
3. Малышев В.М. Серебро /В.М. Малышев, Д.В. Румянцев. - М.: Metallurgy, 1987. - 318 с.
4. Фромм Е. Газы и углерод в металлах / Е. Фромм, Т. Гебхарт. - М.: Metallurgy, 1980.
5. Курдюмов Г.В. Литье цветных металлов и сплавов. - М.: Metallurgy, 1982.

Получено: 19.01.06.

УДК 669.225

**Б.В. Сырнев**

ВКГТУ, г. Усть-Каменогорск

**Ф.С. Туганбаев, О.О. Масленников, М.В. Концевая**

РГП КМД, г. Усть-Каменогорск

**О.И. Масленников, Е.А. Лапицкая**

АО «УМЗ», г. Усть-Каменогорск

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРИРОДЫ ГАЗОВОЙ ПОРИСТОСТИ В СПЛАВЕ СrМ 925

При изготовлении изделий из сплава на основе серебра, легированного 7 % меди (СrМ 925), на их поверхности помимо инородных включений встречаются зоны структурной неоднородности, которые при полировке «вырабатываются» в виде «ручейков». Указанные дефекты были названы «ручейстыми» дефектами.

Цель работы состояла в изучении природы этих дефектов и разработке предложений по их минимизации.

Предварительный отбор дефектных образцов проводился с использованием оптического микроскопа «Axiovert 200 MAT. Zeiss» при увеличениях 25-500 крат (рис. 1).

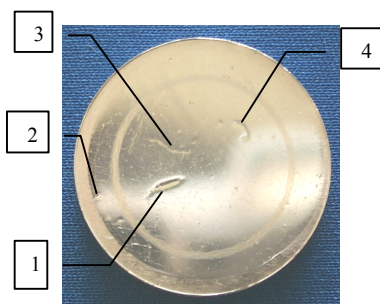


Рис. 1. Поверхностные дефекты на прокате сплава СrМ 925

после отжига и полировки

Дефекты 1-4 представляют собой «ручейстый» дефект. При больших увеличениях (25 – 250 крат) на оптическом микроскопе указанные дефекты выглядят в виде строчечных углублений (рис. 2, а-г). Повышенная микротвердость ( $130 \text{ кг/мм}^2$ ) условного «дна» «ручейстого» дефекта» (рис. 2, б) по сравнению с серебряной матрицей ( $120 \text{ кг/мм}^2$ ) может быть связана с присутствием упрочняющих примесей в зоне, прилегающей к поверхности «русла» дефекта.

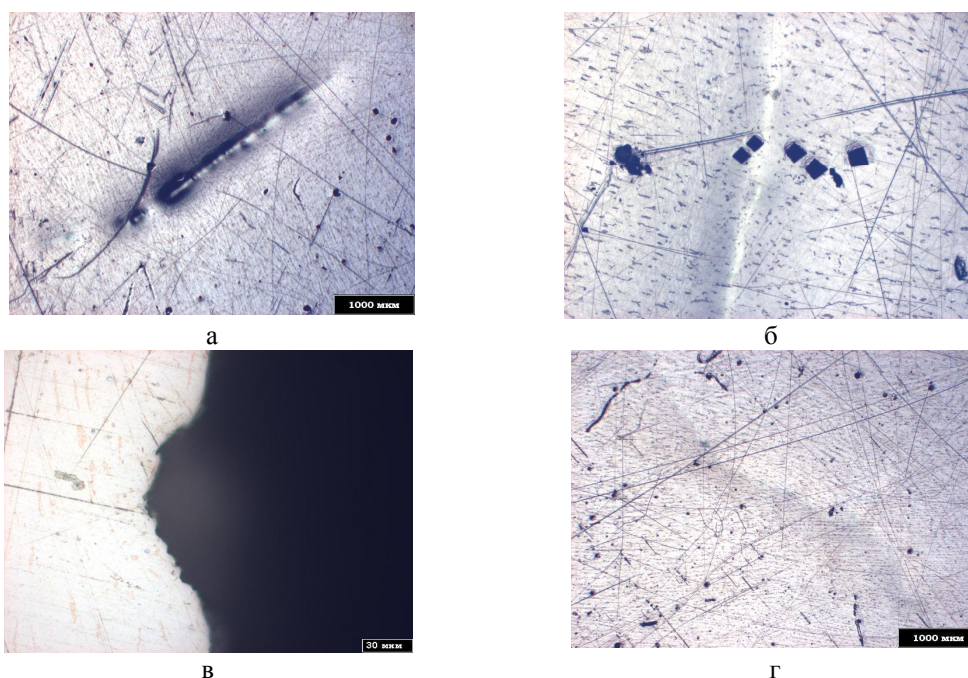


Рис. 2. Увеличенные фрагменты дефектов, представленные на рис. 1: а – рис. 1, деф. 3; б, г – рис. 1, деф. 1; в – поперечный срез дефекта 1, рис. 1

Для исследования природы указанных дефектов были проведены металлографические исследования исходных слитков. С этой целью были вырезаны образцы  $30 \times 30 \times 40$  мм из слитков, полученных методом полунепрерывного литья, сечением  $18 \times 150$  мм. Плоскость шлифа совпадала с плоскостью последующей прокатки. При полировке шлифов алмазными пастами различной дисперсности, после каждого снятого слоя изучалось качество поверхности. На полированной плоскости были обнаружены «бугорки» различной формы размером до 300 мкм, которые после дополнительного снятия слоя в 3 мкм исчезали (рис. 3).



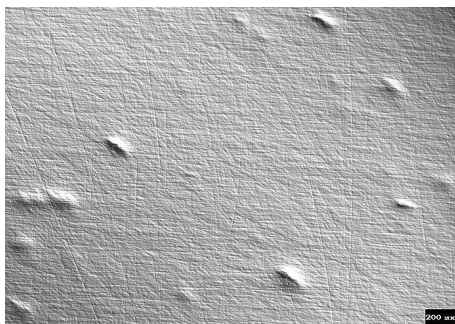
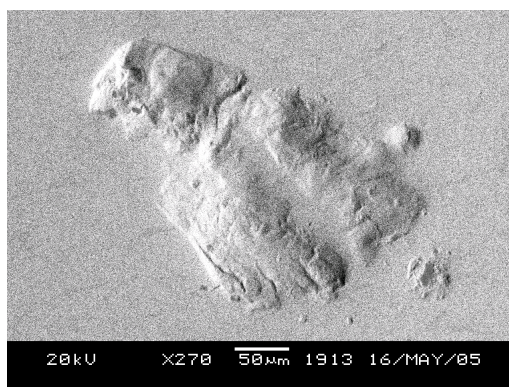
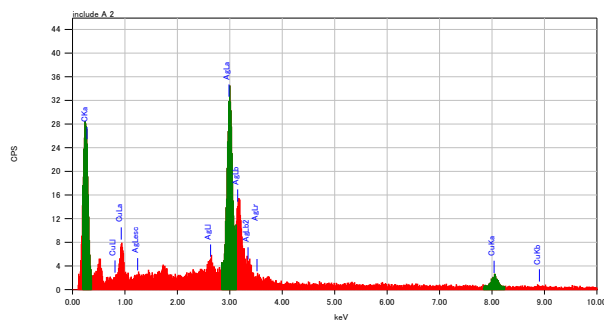


Рис. 3. Дефекты поверхности слитка 97/1 сплава СрМ 925  
выпуска 2005 г. после полировки

Электронно-микроскопический и микрорентгеноспектральный анализ «бугорков» показал, что в элементный состав «бугорков» входит серебро с повышенным содержанием меди и углерода (рис. 4). Углерод, находящийся только во впадинах микрорельефа выступов, - это, видимо, остатки полировальной пасты, а повышенное содержание меди может указывать на то, что «бугорки»-выступы возникают на скоплениях  $\beta$ -фазы, обогащенной медью. Другой вероятной причиной, объясняющей появление выступов на поверхности шлифа, являются газовые вздутия, которые возникли в результате концентрации водорода и кислорода около скоплений  $\beta$ -фазы, обогащенной медью.



а



б

Element	(keV)	Mass, %	Error, %	At, %	Compound	Mass,% K
C K	0,277	40,56	0,22	85,04		29,7593
Cu K	8,040	6,68	1,33	2,65		7,8601
Ag L	2,983	52,76	0,63	12,31	100,00	62,3806
Total			100,00			

В

Рис. 4. Электронный снимок «бугорка»-выступа на шлифе: а - в отраженных электронах, б - рентгеновский спектр, в - элементный состав включения

Кроме «бугорков» при послойной полировке были обнаружены зоны, длительное время сохраняющие микрорельеф следов предварительной механической обработки (фрезерования). Существование этих зон может быть объяснено «проседанием» поверхности шлифа при полировке из-за наличия пустоты под ней, т.е. наличия газовой пористости (рис. 5).

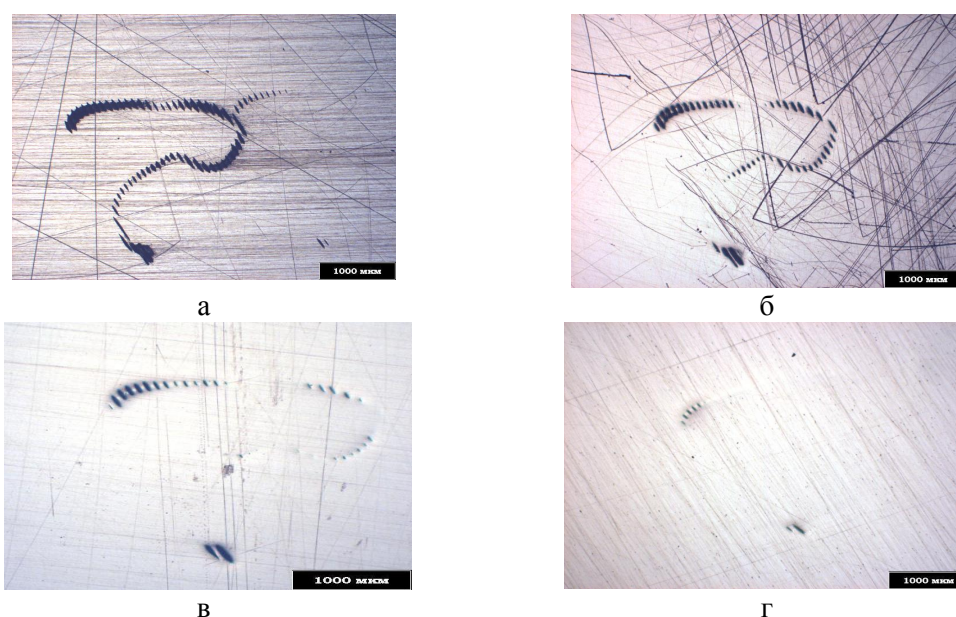


Рис. 5. Образование «ручейистого» дефекта на поверхности слитка сплава СрМ 925 в процессе полировки алмазным абразивом: а - 9 мкм, б - 6 мкм, в - 3 мкм, д - 1 мкм

На заключительной стадии полировки микрорельеф от фрезерования исчезал, но на его месте оставалось углубление аналогичной формы - «ручейистый» дефект, размером до 2-3 мм. Единственным объяснением можно считать предположение о том, что под поверхностью находится извилистая газовая пора, в которую по мере полировки «проваливается» поверхность вместе с микрорельефом от механической обработки. Этот факт указывает на возможность наличия газовой пористости в штатных слитках сплава.

Проведение плавки в искусственно созданных условиях повышенного газосодержания показало, что возможно образование значительной пористости в слитках сплава СрМ 925. Методом излома выявлялись крупные поры в слитке (рис. 6), а также поста-

дийные картины, поясняющие динамику образования «ручейстых» дефектов в указанном слитке (рис. 7).

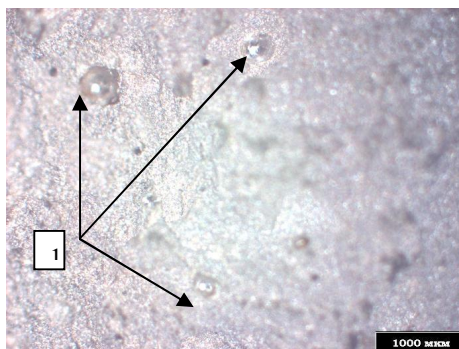


Рис. 6. Микрорельеф поверхности излома слитка: 1 - поры. ( $\times 15$ )

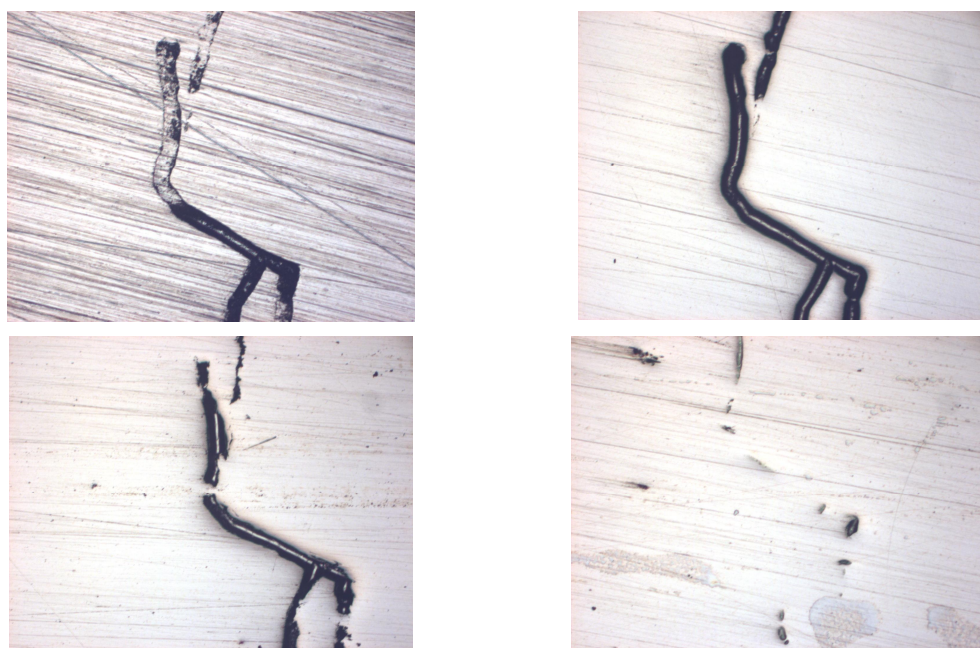


Рис. 7. Постадийное вскрытие поры при полировке шлифа из слитка: после снятия слоя 50, 100, 200 мкм,  $\times 75$

Однако «литейная» газовая пористость, образованная при плавке и литье, не исчерпывает всех особенностей природы образования пористости. Сплавы серебра с медью могут быть подвержены «водородной болезни», которая также может быть причиной возникновения «ручейстых» дефектов поверхности даже в тех случаях, когда стадии плавки и литья были проведены без образования газовой пористости. Это эффект наблюдается, когда содержание кислорода в сплаве превышает предел растворимости и образует окислы меди, и при водородном отжиге изделий в результате диффузии водорода происходит восстановление окислов меди. Образующиеся газообразные молекулы кислорода и водорода,

если они находятся в приповерхностном слое изделия, могут образовывать «вздутия» (рис. 8).

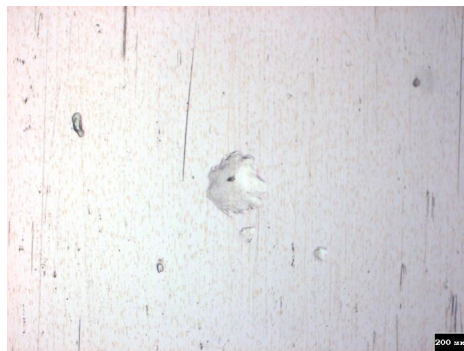


Рис. 8. Дефект «вздутия» на поверхности проката после водородного отжига

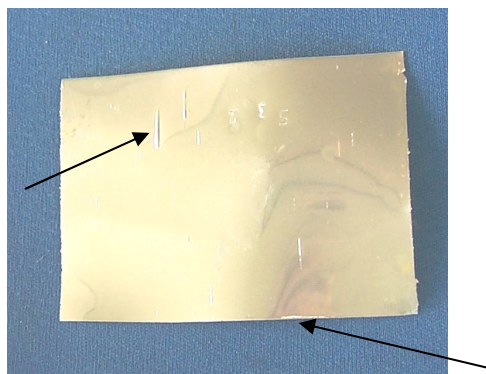


Рис. 9. Дефекты «вздутия» на поверхности проката 0,3 мм, после отжига в водороде при 680 °С

Таким образом, экспериментально доказано, что в серебряно-медном сплаве СрМ 925, полученном по технологии плавки, непрерывного литья и прокатки, газовая пористость имеет двойную природу: «пористость литейная», образованная при затвердевании сплава за счет выделения кислорода из избыточно окисленного расплава, и «пористость отжига», образующаяся в процессе водородного отжига в результате диффузии водорода и взаимодействия с остатками оксидов недостаточно раскисленной меди.

#### Список литературы

1. Smithells C.J. Metals reference book. 5<sup>th</sup> ed. London - Boston: Butterworths, 1976. - 1566 p.
2. Krall H.A. // Metall. - 1978. - Bd. 38. - №12.
3. Малышев В.М. Серебро /В.М. Малышев, Д.В. Румянцев. - М.: Металлургия, 1987. - 318 с.
4. Фромм Е. Газы и углерод в металлах /Е. Фромм, Т. Гебхарт. - М.: Металлургия, 1980.
5. Курдюмов Г.В. Литье цветных металлов и сплавов. - М.: Металлургия, 1982.

Получено: 01.03.06.



УДК 622.627:621.43 (083.96)

**А.П. Торопчанин, Л.С. Гребенщиков, Д.Т. Окасов**

ДГП «НИЦ по технической безопасности для предприятий цветной металлургии»,  
г. Усть-Каменогорск

**А.Д. Бектыбаев**

ДГП «Институт горного дела» им. Д.А. Кунаева, г. Алматы

**К ПРОЕКТУ «ИНСТРУКЦИИ ПО БЕЗОПАСНОМУ ПРИМЕНЕНИЮ САМОХОДНОГО (НЕРЕЛЬСОВОГО)  
ОБОРУДОВАНИЯ В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ»**

В 2005 г. ДГП «НИЦТБЦМ» по приказу РГП «ННИЦ» разработало и передало на согласование и утверждение в установленном порядке Проект «Инструкции по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных условиях».

Работа по Проекту Инструкции была предусмотрена в связи с необходимостью корректировки устаревшей (1973 года) «Инструкции по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных условиях».

Переработка Инструкции осуществлена с учетом отечественного и зарубежного опыта эксплуатации самоходных машин с улучшенными техническими характеристиками ведущих зарубежных фирм-производителей: Normet Corporation, Sandvik Tamrock, Caterpillar, Atlas Copco и др.

При разработке Проекта Инструкции учтены *требования нормативных документов*, принятых после 1973 года и действующих в Республике Казахстан.

*Учтены предложения заинтересованных предприятий и организаций*, не противоречащие нормативным документам. Предложения по корректировке Инструкции (1972 года) сделаны Комитетом по государственному контролю и надзору в области чрезвычайных ситуаций, РГП «ННИЦ», Жезказганским проектным институтом, ТОО «Казгипроцветмет», ДГП «ИГД им. Д.А. Кунаева», РГКП ВАСС «Кен», АО «Казцинк», УГКН по ЧС ВКО по промышленной безопасности, Управлением охраны труда Жезказганского горно-металлургического комбината, ТОО Корпорации «Казахмыс», Сатпаевской горно-технической инспекцией.

В Проекте Инструкции учтены *отдельные положения нормативных документов России* [11] и *США* [15], не противоречащие нормативным документам Республики Казахстан.

Инструкция разработана в соответствии с требованиями Постановления Правительства Республики Казахстан от 11 ноября 2004 года № 1182 «Об утверждении правил разработки и утверждения государственными органами нормативных правовых актов по безопасности и охране труда и правил разработки и утверждения государственными органами отраслевых нормативов по безопасности и охране труда».

Основные отличия Проекта Инструкции (2005 года) от Инструкции (1973 года) состоят в следующем:

1. Раздел «Общие требования» имеет ряд дополнений и изменений, в том числе:

- Введено дополнительное требование к лицам, допускаемым к управлению машинами с двигателями внутреннего сгорания: они должны иметь подземный стаж работы не менее одного года.

- Работа на самоходном оборудовании может производиться в выработках, конкретно

указанных в наряде-задании начальником участка.

- Перевозка (доставка) ВМ транспортными средствами с ДВС, в части требований к их техническому состоянию, должна осуществляться в соответствии с Правилами перевозки взрывчатых материалов автомобильным транспортом.

- Допускается перевозка ВВ (кроме содержащих гексоген и нитроэфир) в ковшах погрузочно-доставочных машин к местам взрывных работ. При этом осуществляются дополнительные меры безопасности, утвержденные главным инженером рудника.

- Транспортирование взрывчатых веществ по подземным выработкам самоходным (нерельсовым) оборудованием должно осуществляться со скоростью не более 5 км/ч при сопровождении лица, ответственного за доставку и сохранность транспортируемых ВМ. Машинист обязан трогаться и останавливаться плавно без толчков. При этом средства взрывания доставляются в сумках в пешем порядке.

- Наклонные съезды и уклоны большой протяженности, предназначенные для передвижения по ним самоходного оборудования, на прямолинейных участках более 200 метров должны иметь аварийные съезды для гашения скорости. Расстояние между аварийными съездами, их длина и угол наклона определяется проектом.

- В выработках, по которым движутся самоходные машины, должны быть установлены дорожные знаки, регламентирующие движение. Места установки, размер знаков определяются главным инженером рудника.

- Автоцистерны должны быть снабжены двумя порошковыми огнетушителями вместимостью не менее 5 л.

2. В Проект Инструкции включен *новый раздел: «Требования при проектировании самоходного нерельсового транспорта».*

С целью обеспечения технической безопасности при проектировании самоходного нерельсового транспорта на рудниках с подземным способом разработки новый раздел Инструкции рекомендует применять технические решения, предусмотренные Общесоюзными нормами технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий ОНТП 1-86.

В отличие от Инструкции (2005 года), приведены величины нормальных и предельных уклонов для основного и вспомогательного транспорта с учетом характеристики применяемых машин и условий их эксплуатации. Максимальный уклон (26,8 %) возможен на вспомогательных заездах на подэтажи при отсутствии обводненности выработок и эффективном сцеплении шин с почвой. (*Примечание:* Согласно Правилам дорожного движения Республики Казахстан, стояночная тормозная система самоходных машин с полной нагрузкой должна обеспечивать неподвижное состояние на уклоне до 31 % включительно).

На затяжных (более 200 м) уклонах необходимо предусматривать площадки длиной не менее 40 м с продольным уклоном не более 0,02 (1°). Рекомендованы величины радиусов поворота транспортных выработок, значения поперечных уклонов дорожного полотна в сторону водоотводной канавки, тип дорожного покрытия и другие параметры.

Расчетная скорость движения дизельных машин при попутном направлении вентиляционной струи должна быть отлична от скорости движения воздуха.

При проектировании самоходного нерельсового транспорта для рудников цветной металлургии, наряду с ОНТП 1-86, рекомендовано руководствоваться отраслевыми нормами технологического проектирования.

3. Раздел «Требования при эксплуатации машин с двигателями внутреннего сгорания (ДВС)» имеет ряд дополнений и изменений, в том числе:

- Подраздел «Общие требования»:

- На применение в подземных выработках рудника каждого типа (марки) машин с ДВС, не подлежащих обязательной сертификации, должно быть получено разрешение территориального органа горнотехнического надзора МЧС РК. Разрешение дается по представлению предприятием Заключения отраслевого научно-исследовательского центра (института) по технической безопасности о соответствии машин данного типа (марки) и условий их эксплуатации требованиям настоящей инструкции и других нормативных документов по технической безопасности, действующих в Республике Казахстан.

- Для каждого типа машин, применяемых на подземных работах, заводу-изготовителю рекомендуется приводить удельный выброс оксидов азота, оксида углерода и углеводородов (соответственно  $e_{NOx}$ ,  $e_{CO}$ ,  $e_{CH}$ ) в г/(кВт·ч).

- В подземных условиях допускается применение дизельного топлива с температурой вспышки в закрытом тигле не ниже 50 °С и содержанием серы не более 0,2 % по массе согласно ГОСТ 305–82. Топливо дизельное. Технические условия

Расстояние от наиболее выступающей части машины до кровли выработки должно быть не менее 500 мм.

- Подраздел «Вентиляция»:

- В подземных условиях допускаются к применению двигатели, в отработавших газах которых на любом допустимом режиме концентрация вредных компонентов не превышает величин, указанных в таблице, или уровень удельных выбросов вредных веществ ( $e_{NOx}$ ,  $e_{CO}$ ,  $e_{CH}$ ) в г/(кВт·ч) ниже, чем по ГОСТ 24585. Дизели судовые, тепловозные и промышленные. Выбросы вредных веществ с отработавшими газами. Нормы и методы определения.

*Примечание:* Необходимость оборудования машин с дизельными ДВС двухступенчатой системой очистки выхлопных газов (каталитической и жидкостной) в Проекте Инструкции (2005 года) не предусмотрена.

Наименование	Содержание, % объема	
	до газоочистки	после газоочистки
Оксид углерода	0,2	0,08
Оксиды азота в пересчете на $NO_2$	0,07	0,07
Альдегиды в пересчете на акролеин	—	0,001

- В период эксплуатации состав неразбавленных отработавших газов каждого дизельного двигателя проверяется после газоочистки на холостом ходу не реже одного раза в месяц на оксид углерода и оксиды азота.

- Анализы на оксиды азота необходимо производить по «Методике определения суммарного содержания оксидов азота в выхлопных газах двигателей внутреннего сгорания», предложенной ВАСС и приведенной в Приложении 1.

- Замеры количества воздуха, поступающего в выработки, где работают ДВС, должны производиться не реже одного раза в месяц, а также после каждого изменения схемы вентиляции.

- Подраздел «Обращение с горючими жидкостями»:

- Запрещается оставлять в подземных горных выработках, за исключением специально

предусмотренных мест, емкости для хранения и перевозки ГЖ (в том числе и порожние); оборудование с ДВС, заправленное топливом; обтирочные и другие материалы, пропитанные ГЖ.

- Доставка ГСМ с поверхности в склад ГСМ по наклонным выработкам осуществляется автозаправщиком, приспособленным для перевозки ГСМ в подземных выработках.

- К корпусу цистерны должна быть приварена (припаяна) металлическая заземляющая цепь, снабженная на другом конце металлическим заостренным стержнем (опущенным к почве выработки). При сливе ГЖ и заправке ею ДВС корпус цистерны должен быть заземлен.

- Перекачка дизельного топлива и смазочных масел по трубопроводу, проложенному в подземных выработках, допускается по проекту, согласованному с ВАСС.

- *Подраздел «Пункты обслуживания машин»:*

- Необходимо, чтобы персонал, обслуживающий склады ГСМ и пункты мойки деталей ГЖ, имел в качестве индивидуального освещения аккумуляторные лампы во взрывозащищенном исполнении и индивидуальные изолирующие самоспасатели.

- На период заправки двигатель заправляемой машины должен быть остановлен, включен стояночный тормоз и установлены противооткатные упоры.

- В §62 Инструкции выражение «...противопожарная водяная магистраль с полугайкой Ротта» уточнено: «...противопожарная водяная магистраль с противопожарной гайкой».

4. Приложение 1. «Методика определения суммарного содержания оксидов азота в выхлопных газах двигателей внутреннего сгорания»:

Названия реактивов приведены в соответствии с ГОСТами, указаны номера ГОСТов.

На основании изложенного можно сделать выводы:

- Проект «Инструкции по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных условиях» (2005 года) разработан на основе:

- идентичной по названию Инструкции (1973 года);

- требований действующих в Республике Казахстан нормативных документов по промышленной безопасности;

- предложений заинтересованных предприятий и организаций.

- После согласования и утверждения, Инструкция будет являться дополнением к «Единым правилам безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом» и распространяться на все подземные горные работы, за исключением угольных и сланцевых шахт.

#### Список литературы

1. Закон Республики Казахстан от 3 апр. 2002 г. № 314 - II «О промышленной безопасности на опасных производственных объектах».
2. Закон Республики Казахстан №528 - II ЗРК от 28 февр. 2004 г. «О безопасности и охране труда».
3. Инструкция по безопасному применению самоходного (нерельсового) оборудования в подземных рудниках. - М.: Недра, 1973. - 32 с. Утверждено Госгортехнадзором СССР.
4. Предельно допустимые концентрации (ПДК) вредных веществ в воздухе рабочей зоны. № 1.02.011-94. Санитарные правила и нормы по гигиене труда в промышленности. - Омск: ИПК «ОМИЧ», 1995. - Ч. I. - С. 190-253. Утверждено Главным госсанврачом РК.
5. Санитарные правила для предприятий по добыче и обогащению рудных, нерудных и россыпных полезных ископаемых № 1.06.064-94. Санитарные правила и нормы по гигиене труда в промышленности. - Омск: ИПК «ОМИЧ», 1995. - Ч. III. - С. 157-193. Утверждено Главным госсанврачом РК.
6. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. - М.: Недра, 1977. - 223 с. Утверждено Госгортехнадзором СССР.

- ром СССР.
7. Гигиенические требования к машинам и механизмам, применяемым при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых №1.03.037-94. Санитарные правила и нормы по гигиене труда в промышленности. – ОМСК: ИПК «ОМИЧ», 1995. – Ч. II. – С. 221-237. Утверждено Главным госсанврачом РК.
  8. ГОСТ 12.2.106 – 85. Система стандартов безопасности труда. Машины и механизмы, применяемые при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых. Общие гигиенические требования и методы оценки. – Введ. 1987-01-01. – М.: Государств. комитет СССР по стандартам: Изд-во стандартов, 1985. – 18 с.
  9. ГОСТ 24585-81. Дизели судовые, тепловозные и промышленные. Выбросы вредных веществ с отработавшими газами. Нормы и методы определения. – Введ. 1986-01-01. – М.: Государств. комитет СССР по стандартам: Изд-во стандартов, 1981. – 6 с.
  10. ГОСТ 17.2.2.05-97. Охрана природы. Атмосфера. Нормы и методы определения выбросов вредных веществ с отработавшими газами дизелей, тракторов и самоходных сельскохозяйственных машин. – Введ. 1990-01-01. – М.: Государственный комитет СССР по стандартам: Изд-во стандартов, 1988. – 21 с.
  11. Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом (ПВ-06-111-95). Книга 1. – М.: НПО ОБТ, 1996. – 264 с. Утверждено Госгортехнадзором России.
  12. Временное методическое пособие по расчёту количества воздуха, необходимого для проветривания рудников и шахт (Рассмотрено коллегией Госгортехнадзора Казахской ССР 15.03.90 г. № 3-11, согласовано с Госгортехнадзором СССР). – Алма-Ата, 1990. – 32 с.
  13. Нормы технологического проектирования рудников цветной металлургии с подземным способом разработки. ВНТП 37-86. – М.: Минцветмет СССР, 1986. – 212 с.
  14. Общесоюзные нормы технологического проектирования подземного транспорта горнодобывающих предприятий. ОНТП 1-86. – М.: Минуглепром СССР, 1986. – 46 с. Согласовано Госгортехнадзором СССР.
  15. Code of Federal Regulations 30. Parts 1 to 199. Revised as of July 1, 2002. Mineral Resources. Containing a codification of documents of general applicability and future effect. As of July 1, 2002. With Ancillaries. Published by Office of the Federal Register National Archives and Records Administration. A Special Edition of the Federal Register.

Получено: 23.03.06.

---

---